

2.5 Ulepszona klasyfikacja łączonego DIM

działania na materiale

Oparte na zsyntetyzowanych wersjach całkowicie nowych projektów DIM łączy w sobie wpływ na materiał, jak również wcześniej znane różne typy podobnych maszyn, biorąc pod uwagę klasyfikację maszyn dyskowych jest praktycznie nieobecny, proponuje się klasyfikację urządzeń kruszących i mielących maszyny według cech konstrukcyjnych organów roboczych, zgodnie z którymi maszyny do kruszenia i mielenia tarczowe, które łączą w sobie procesy zniszczenia materiałów przez ścinanie i ścieranie jest rozpatrywane oddzielnie klasa.

Połączone działanie DIM na materiał dzieli się na osiem głównych typów: nowe gatunki (załącznik B):

1. Zgodnie z metodą priorytetową rozłożenia wysiłków:

- ścieranie;
- uderzyć;
- cięcie;
- schylać się;
- kompresja;
- połączenie wysiłków.

2. Zgodnie z warunkami dostawy surowców:

- bezpłatny;
- wymuszony;

3. Według liczby ruchomych dysków:

- jeden;
- Niektóre.

4. Według częstotliwości obrotu dysku:

- ze stałą prędkością obrotową;
- ze zmienną prędkością;

5. Ze względu na położenie osi obrotu dysków:

— równoległe (współosiowe, mimośrodowe);

- przecinające się;

- przecinające się.

6. Według ilości pęknięć:

- jednogniazdowe;

— wielogniazdowy;

7. Ze względu na konstrukcję dysku:

- solidny;

— kompozytowy;

- cylindryczny;

- wymyślony;

— z oknami (przelotowymi, stałymi);

— z ciałami mielącymi;

8. Według typu napędu:

- elektryczne;

— hydrauliczny;

- łącznie.

Należy zauważyć, że oprócz tradycyjnie stosowanego elektromechanicznego

Obecnie podejmowane są szeroko zakrojone próby zastąpienia napędu elektronicznego

napęd hydrauliczny. Niewątpliwą zaletą jest to, że jest bardziej

wysoka niezawodność i tworzenie znacznie większych sił niszczących, które w

może zostać szeroko wdrożony w niedalekiej przyszłości.

2.6 Perspektywy rozwoju DIM

Aby zwiększyć koncentrację ładunku niszczącego, a w konsekwencji,

W celu bardziej efektywnego mielenia możliwe jest stworzenie warunków do okresowego

obracanie jednego z dysków w płaszczyźnie równoległej do osi obrotu. W tym samym czasie mechanizm

działanie środków ściernych na materiał jest zapewnione w sposób systematyczny

a siły kruszące i ruchy kołyszące nasilają procesy kruszenie i ścieranie materiału w komorze roboczej.

Mechaniczny napęd obrotu ma istotną wadę, która polega na złożoności niezawodnej realizacji takiego ruchu i znaczącym komplikacja konstrukcji młyna, co znacznie obniża jego niezawodność eksploatacyjną i możliwość instalacji.

W związku z tym pojawia się pytanie o znalezienie sposobu na rozwiązanie problemu niezawodności napędu wychylenia dysku i prostota jego praktycznej realizacji, którą można osiągnąć np. środki zwiększające wydajność dyskowych modułów DIM poprzez dostarczanie im wody napęd mający na celu wdrożenie możliwości okresowej kompresji dysków.

Wadą wdrożenia tego schematu jest duża liczba dodatkowych silników elektrycznych, co prowadzi do wzrostu kosztów i komplikacji struktura maszyny jako całości, a także znaczna bezwładność układu sterowania spowodowane całkowitymi opóźnieniami w okresach reakcji systemu elektroenergetycznego. silnik-pompa-popychacz [160].

Wydaje się, że bardziej odpowiednie jest zorganizowanie kontroli huśtawki tarczy za pomocą napędu hydraulicznego. W zależności od trybu pracy, optymalny stosunek dobierany jest na podstawie właściwości i rodzaju kruszonych materiałów popychaczy hydraulicznych do mocy napędu hydraulicznego i całej instalacji jako całości. Naraz Warto zauważyć, że liczba popychaczy hydraulicznych w młynie tarczowym może być zainstalowane w dowolnej objętości niezbędnej do zapewnienia wydajnej pracy maszyny według jakości produktu gotowego (składu frakcyjnego) i producenta nosć.

Głównymi zaletami proponowanego systemu są: niski koszt konstrukcji, wysoka niezawodność, prostota implementacji systemu bez znaczących zmiany w konstrukcji kruszarki tarczowej, brak drogiego sprzętu wycieczki takie jak popychacze elektrohydrauliczne, systemy dużych prędkości systemy, ze względu na niską bezwładność, prostotę implementacji układu sterowania napędy hydrauliczne.

W celu skutecznego rozwiązania konieczne jest stworzenie możliwości zorganizowania metody podatkowej obciążeń impulsowych na częściach roboczych młyna tarczowego przy użyciu popychacze hydrauliczne sterowane programowalnym mikroprocesorem wymagają:

1. Obliczenia układu hydraulicznego popychaczy, czasu reakcji każdego cylindra (tłoka), częstotliwość załączania cylindrów (tłoków), liczba cylindrów (tłoków).
2. Wdrożenie systemu sterowania dystrybutorami w oparciu o nowoczesne oznacza mikroprocesor.

Sterowanie amplitudą okresowych drgań tłoków siłownika siłowniki hydrauliczne można wykonać na kilka sposobów [161–164]:

- 1) poprzez zmianę napięcia polaryzacji sygnału wyjściowego oscylatora głównego Tora;
- 2) zmiana amplitudy sygnału wyjściowego oscylatora głównego;
- 3) poprzez zmianę częstotliwości sygnału głównego generatora.

W ten sposób, zmieniając napięcie polaryzacji sygnału wyjściowego oscylatora głównego, Wirnik umożliwia regulację odstępów między tarczami roboczymi siekacza. Gra polo-
Im wyższe napięcie polaryzacji, tym większa przerwa między dyskami
zwiększając w ten sposób rozmiar rozdrobnionego materiału i odwrotnie, negatywnie zmniejszenie grubości mielenia.

Drugim sposobem regulacji jest np. zmniejszenie amplitudy sygnału wyjściowego sygnał wejściowy oscylatora głównego jest dwukrotnie większy, wręcz przeciwnie wydłuża czas przejścia proces przejściowy jest również dwa razy większy, a amplituda oscylacji tłoka jest dodatkowe siłowniki hydrauliczne zmniejszają się proporcjonalnie do sygnału wejściowego główny oscylator. Dlatego też, jeżeli nie ma dodatkowych wymagań technologicznych szlifowanie, metoda ta jest stosowana do realizacji drgań okresowych, jeśli wymagana jest stała wartość częstotliwości generatora.

Trzeci sposób regulacji polega na zmianie częstotliwości prędkość zegara oscylatora głównego. Aby to zrealizować, konieczna jest znajomość amplitudy odpowiedź częstotliwościowa napędu hydraulicznego.

Głównymi zaletami proponowanego rozwiązania są: synchronizacja działanie wszystkich siłowników hydraulicznych niezależnie od zastosowanego obciążenia każdy z nich, niski koszt budowy, wysoka niezawodność, łatwość wykonania systemy bez istotnych zmian w konstrukcji kruszarki tarczowej, brak drogiego sprzętu, takiego jak popychacze elektrohydrauliczne, wysoka wydajność systemu dzięki niskiej bezwładności, łatwość wdrożenia układu sterowania napędem hydraulicznym [160–165].

Wnioski dla rozdziału 2

1. Przeprowadzono syntezę zasadniczo nowych projektów łączonych DIM. wpływ na materiał poddany obróbce, uwzględniający wcześniej rozważane podejścia systematycznego, a także nakreślono prawdopodobne perspektywy rozwoju takiego maszyny bazujące na zastosowaniu napędu hydraulicznego.

2. Ustalono, że mielenie surowców na podstawie ich samozniszczenia o innym to obiecujący kierunek, przyczynia się do zwiększenia stopnia szlifowanie, wyrównywanie gotowego produktu, ale wymaga pewnych komplikacja projektów młynów mająca na celu zapewnienie zrównoważonej produkcji podawanie materiału do komory roboczej.

3. Stwierdzono, że nasilenie ruchu materiału wewnątrz komory roboczej środki te można osiągnąć poprzez zorganizowanie wsparcia surowcowego, koncentrację zniszczeń wysiłki niszczące ze względu na większą koncentrację obciążenia niszczącego, co oznacza ze zmiennymi obciążeniami i siłami ścinającymi oraz odwróconym uderzeniem działanie. Konkretnie warunki budowy DIM należy dobrać w zależności od w zależności od właściwości materiału źródłowego, wymagań dotyczących produktu gotowego i wydajność.

4. Ustalono, że stworzenie dodatkowych warunków cięcia zapewnia niszczenie surowców przy niższych kosztach energii, co jest osiągnięte w ramach pracy Komory DIM do późniejszej kalibracji gotowego produktu w szczelinie szczelinowej na obwodzie dysków.

5. Wykazano, że DIM ma łączony rodzaj oddziaływania na materiał zwiększyć wydajność dzięki organizacji w miejscu pracy w zależności od jego objętości różnych warunków zniszczenia i w istocie łączą w sobie nie-ile (dwóch lub więcej) maszyn jest połączonych w jedną bazę projektową. Naraz Mają stosunkowo prostą konstrukcję, co czyni je obiecującymi do przetwórstwa surowców hutniczych i odpadów produkcyjnych.

6. Zaproponowano zasady klasyfikacji DIM-ów o działaniu łączonym. wpływ na materiał przetwarzany, w tym możliwy różne rodzaje opcji znalezionych w otwartych źródłach informacji cje.

7. Ustalono, że zwiększenie wydajności młyna tarczowego można osiągnąć poprzez stworzenie warunków do pulsacyjnego działania na materiał materiał ze względu na organizację wahadła dysku.

8. Logicznie rzecz biorąc, najbardziej obiecującym sposobem organizacji jest
Możliwość tworzenia obciążeń impulsowych daje zastosowanie popychaczy hydraulicznych. drogi kontrolowane są przez programowalny mikroprocesor. W zależności od trybu Wybór optymalnego rozwiązania uzależniony jest od rodzaju pracy, właściwości i rodzaju kruszonego materiału. stosunek popychaczy hydraulicznych do mocy napędu hydraulicznego i całej instalacji jako całości. Odstępy między tarczami roboczymi rozdrabniacza można regulować poprzez zmianę przesunięcia napięcia sygnału wyjściowego oscylatora głównego. W przypadku- W zależności od warunków technologicznych istnieje możliwość sterowania amplitudą impulsu okresowego drgania dynamiczne tłoków cylindrów hydraulicznych wykonawczych.

10. Zakłada się, że w praktycznej realizacji różnych opcji Przy projektowaniu DIM wskazane jest zastosowanie zasad łączenia biorąc pod uwagę specyfikę zadań do rozwiązania, rodzaj przetwarzanego materiału, produktywność i pożądany skład frakcyjny produktu gotowego.

3. TEORETYCZNE UZASADNIENIE PROCESÓW WSPARCIA

DZIEŁA DIM

Na skalę globalną do rozproszenia szerokiej gamy materiałów zużywa się ponad 70 miliardów kWh energii, co stanowi całkowitą produkcję energii elektrycznej energia wynosi około 10%, podczas gdy wykorzystywane są części robocze DIM ponad 2,5% metalu produkowanego na planecie [6]. Wiadomo [166], że ogromna udział energii zużywanej przez procesy w celu uzyskania najbardziej racjonalnej klasy-skład frakcyjny surowców nie tylko do procesów metalurgicznych, ale również dla gotowych produktów konsumenckich.

W związku z tym podstawowym kierunkiem studiów, rozwoju i produkcji metody naukowej analizy tej technologii, w tym analiza teoretyczne badanie procesów zachodzących na wszystkich etapach obróbki materiałów [167–171]. Istnieje wiele możliwych opcji konstrukcji kruszarki. maszyny do mielenia i kruszenia, w szczególności oparte na zupełnie nowych technologiach rozwiązania uzyskane w wyniku syntezy innowacyjnych metod dys-perforacja materiałów i konstrukcji w oparciu o różne metody naukowe kreatywność [172–175]. Na przykład podczas kruszenia zaglomerowanego materiału poprzez prażenie ruda żelaza, powstający aglomerat, w warunkach wytopu w wielkim piecu, wymaga rozdrobnienia na kawałki o wielkości od 30 do 70 mm [176–179], co jest trudne do osiągnięcia w kruszarkach zębatych jednowalcowych stosowanych w tym celu. Maszyny udarowo-przyspieszeniowe i młoty są natomiast podatne na nadmierne szlifowanie surowców [180–185], które wymagają zaawansowanej technologii wytwarzania. Stąd, DIM-y, które mają łączny wpływ na materiał [186, 187] wymagają poważne studium teoretyczne, ponieważ obejmuje oba zagadnienia jednocześnie procesowi dyspersji (kruszenia i mielenia), a zatem mają większą szerszy zakres stopni mielenia.

Wśród całej różnorodności dominującymi metodami zapewniania bezpieczeństwa są: załadunek materiałów do przetwórstwa polega na ich transporcie za pomocą z wykorzystaniem przenośnika taśmowego i innych rodzajów urządzeń podnoszących i transportujących.

Poprawa efektywności kompleksów krusząco-mielących w przetwórstwie różnych materiałów można wzbogacać rudy żelaza i węgle można osiągnąć na etapie projektowania linii technologicznej, poprzez rozwiązanie rozwiązania problemu racjonalnego dynamicznego równoważenia procesów obciążenia i rozładunek maszyn kruszących [188]. Niektóre aspekty tego problemu są poświęcone badania [189] przeprowadzone wcześniej przy bezpośrednim udziale władz torus w Instytucie Badań i Projektowania Problemów kruszenie i mielenie materiałów. Zmniejszenie energochłonności procesów kruszenia wraz ze wzrostem wymagań co do poziomu automatyzacji kompleksów, a także wzrostem Poprawa niezawodności sprzętu jako całości jest pilną kwestią.

3.1 Ładowanie materiału źródłowego do DIM

Racjonalne dostarczanie materiału źródłowego do DIM zwykle wymaga biorąc pod uwagę cechy konstrukcyjne każdej konkretnej maszyny. Tak jak wyglądają kwestie związane z zaopatrzeniem DIM w surowce są bardzo istotne i czasami wymagają starannego przestudiowania nawet na etapie układ schematu rozmieszczenia urządzeń z uwzględnieniem określonych wymagań technicznych Charakterystyka.

Analiza wydarzeń krajowych i zagranicznych wykazała, że główny nacisk położony jest na Zwrócono uwagę na udoskonalenie konstrukcji przenośników załadowniczych wyposażonych w ich wyposażenie w napędy regulowane i sterowanie automatyczne [190, 191]. W tym przypadku parametry przenośników załadowniczych określa się na podstawie obliczonych lub podane siły trakcyjne, bez uwzględnienia dynamiki procesów obciążenia [192].

Dostarczanie surowców za pomocą przenośnika taśmowego znalazło szerokie zastosowanie. Szeroko stosowany w procesach ładowania DIM, w szczególności do ładowania bitew cegły ogniotrwałe podczas ich przetwarzania na surowce w młynie typ dysku [193, 195].

Problem określenia prędkości przenośnika zapewniającej maksymalną rozwiązano problem wydajności procesu kruszenia [196], ale bez uwzględnienia geometrii i

rozmieszczenie sprzętu oraz trajektorie ruchu ładowanego materiału.

Po raz pierwszy możliwe jest określenie prędkości taśmy przenośnika z uwzględnieniem objętość głównych parametrów i układ urządzeń zakładu kruszenia rudy kompleksu obszaru wzbogacania.

Istniejące procesy zachodzące w nowoczesnych DIM-ach są możliwe scharakteryzuj następujące rodzaje operacji roboczych [188]:

- proces załadunku surowców;
- proces wewnątrzkomorowego kruszenia materiału;
- proces rozładunku gotowego produktu.

Taka struktura jest uzasadniona, ponieważ każdy z wymienione procesy mają wyraźne granice i mogą być przeprowadzane w określonym zakresie podzielone przedziały czasu niezależnie.

Ze wszystkich wymienionych składników ogólnej produktywności Zewnętrzną cechą maszyny jest wydajność procesu załadunek surowców początkowych Q_1 , których wielkość determinuje ogólną wydajność. W systemie przepływu pracy jest to ostatni etap, który jest Jestem funkcją celu.

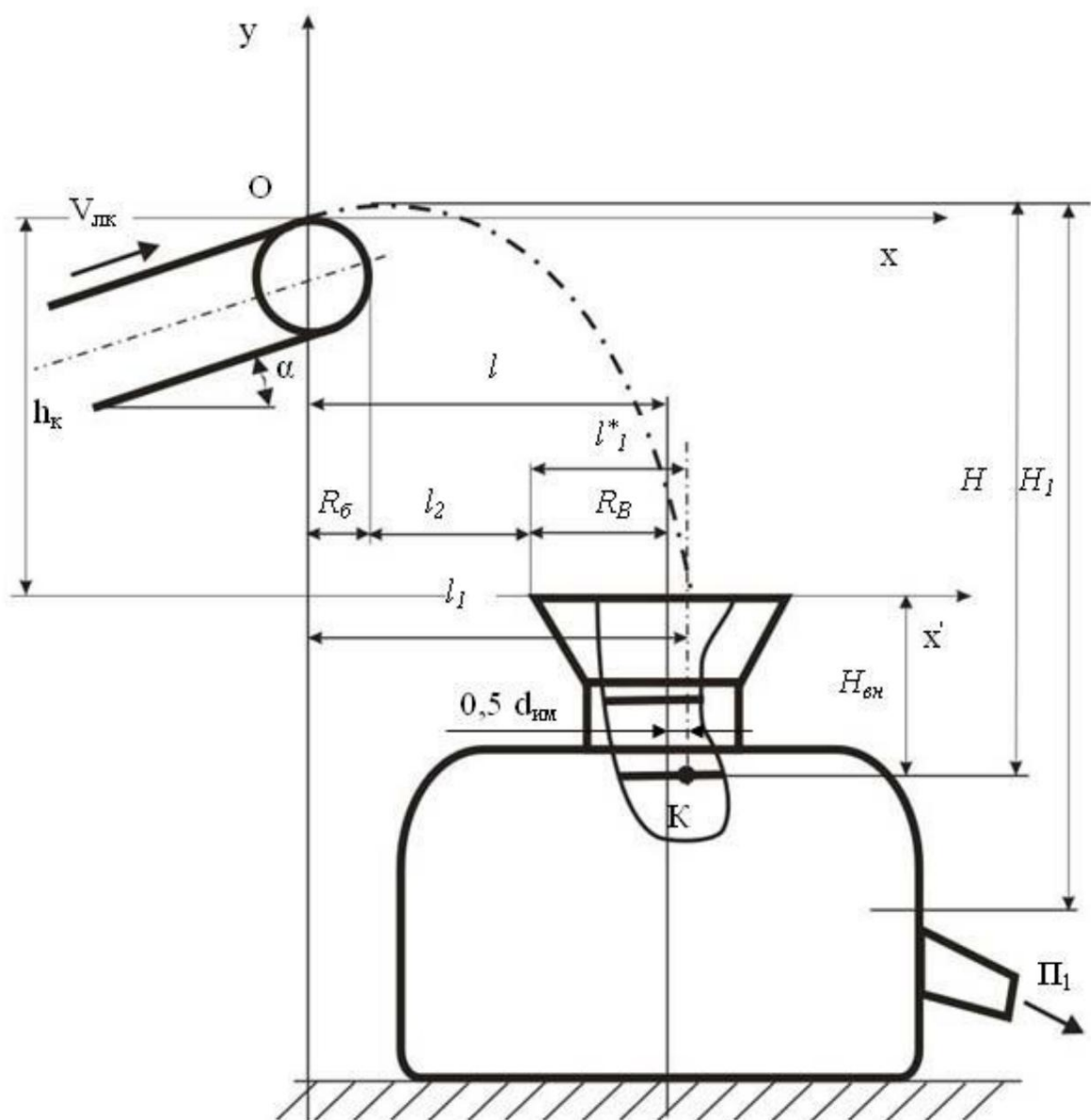
Spośród zadań wchodzących w skład podsystemu rozładunku materiałów najważniejsze to: przedstawiono: określenie składu frakcyjnego materiału wyjściowego rzeczywiste, obliczenie parametrów przenośnika podającego, dobór charakterystyk geometrycznych drążek lejka i otwór załadowczy kruszarki. Schemat przepływu materiałów z Taśmociąg podający do kruszarki pokazano na rysunku 3.1.

Ogólnie rzecz biorąc przenośnik jest podajnikiem kruszarki i może być zainstalowany zainstalowany pod kątem α do horyzontu. W tym przypadku ruch ciała poruszającego się pod kątem α do horyzontu, jest opisany układem równań:

$$\begin{aligned} xV_0 \sin \alpha &= T \\ i V_0 \cos \alpha &= T \frac{gt^2}{2} \end{aligned} \quad (3.1)$$

gdzie V_0 jest początkową prędkością kawałka oryginalnego materiału w punkcie O.

t — czas ruchu.



Rysunek 3.1 — Schemat ruchu materiału z przenośnika podającego do DIM

Prędkość V_0 jest równa prędkości taśmy przenośnika $V_{лк}$.

Z układu (3.1) wyprowadź równanie trajektorii ruchu kawałka materiału pierwotnego

zostanie zdefiniowane jako:

$$y = x \tan \alpha - \frac{g x^2}{2 V_0^2 \cos^2 \alpha} \quad (3.2)$$

Kiedy $y = h_0$ otrzymujemy równanie:

$$\frac{G}{2 V_0^2 \sin^2 \alpha} \times \tan \alpha \times h = 0.$$

Gdzie:

$$x = \frac{\tan \alpha \sqrt{V_0^2 \sin^2 \alpha - \frac{2}{W^2} \cos^2 \alpha}}{G}; \quad (3.3)$$

Lub

$$V_0 \sin \alpha = V_0 \cos \alpha \sqrt{V_0^2 \sin^2 \alpha - \frac{2}{W^2} \cos^2 \alpha} + 2gh, \quad (3.4)$$

gdzie h_k to pionowa odległość od punktu, w którym kawałek materiału został oderwany od taśmy przenośnik do górnej płaszczyzny lejka załadunkowego kruszarki;

l — odległość pozioma między pionową osią geometryczną kruszarki i punkt, w którym kawałek materiału odrywa się.

Aby materiał mógł poruszać się względem pionu po ścieżce równej H_{vH} , Należy zachować taką kombinację V_0 i h_k , aby różnica między l i l_1 nie przekraczało np. $0,5 \cdot d_{\text{im}}$, czyli:

$$|l - l_1| \leq 0,5 d_{\text{im}}, \quad (3.5)$$

gdzie l_1 jest odległością poziomą między osią y a punktem przecięcia z trajektoria geometrycznego środka kawałka materiału wewnątrz kruszarki na wysokości lot $H = h_k + H_{\text{vH}}$ w punkcie K;

d_{im} — rozmiar materiału źródłowego.

Z wyrażenia (3.4) i warunku (3.5):

$$V_0 \sin \alpha = V_0 \cos \alpha \sqrt{V_0^2 \sin^2 \alpha - \frac{2}{W^2} \cos^2 \alpha} + 2gh \pm 0,5 D_{\text{ich}}; \quad (3.6)$$

105

$$j_{a1} \frac{V_0 \text{ sałata} V_0 \text{ grzech} \sqrt{V_0^2 \text{ grzech}^2} 2 gh H_w}{G} 0,5 D_{ich} \cdot \quad (3.7)$$

Przyrównując (3.7) i (3.6) i mnożąc wynik przez $\frac{1}{0}$, przy $\alpha=0$ i $V_{lk}=V_0$, pół-

Oczekuje się:

$$\sqrt{2 gh H_w} \sqrt{2 gh D_o} \frac{0,5 dg}{V_0} \cdot \quad (3.8)$$

Gdzie:

$$W_{OK} \frac{0,5 dg}{\sqrt{2 gh H_w} \sqrt{2 gh D_o}} \cdot \quad (3.9)$$

W tym przypadku:

$$j_{a1} \frac{V_{OK} \sqrt{2 gh H_w}}{G} \cdot \quad (3.10)$$

Po zatrzymaniu lub uruchomieniu przenośnika pozostaną puste przestrzenie kawałki materiału spadają, dlatego konieczne jest, aby $l_2=0$, wówczas $l_1=l_1^*+R_6$, gdzie R_6 jest promieniem bębna przenośnika, uwzględniającym grubość taśmy.

Prędkość V_{lk} zostanie określona przy użyciu (3.9) z nowego warunku $l_1=R_6+0,5 \cdot \text{дим}$, gdzie $R_6 = 1,5 \cdot \text{дим}$ jest promieniem leja załadunkowego.

$$V_{OK} \frac{l_1^* R_B g}{\sqrt{2 gh D_o} W} \cdot \quad (3.11)$$

Wydajność przenośnika Q_k musi odpowiadać wydajności wydajność rozładunkowa kruszarki Q_1 , biorąc pod uwagę jej parametry paszportowe, a zatem:

$$K_w 3600 W_{lc} F_N \cdot \quad (3.12)$$

w tym przypadku:

$$F = \rho_n b M, \quad \text{m}^2, \quad (3.13)$$

gdzie ρ_n jest gęstością objętościową materiału pierwotnego, kg/m^3 ;

F — powierzchnia przekroju poprzecznego materiału na taśmie, m^2 ;

b — szerokość taśmy, m ;

M to rodzaj materiału, z którego wykonana jest taśma, biorąc pod uwagę jego właściwości fizyczne.

Ze wzoru (3.12) przy znanej wartości Q_1 można wyznaczyć szerokość taśmy b i inne parametry układu podawania materiału [194].

Końcowa prędkość taśmy przenośnika zostanie określona jako:

$$V_{OK} = \frac{0,5 d_{icf} R g_B}{\sqrt{2 g h_{Do} W}}, \quad \text{SM}, \quad (3.14)$$

o przekroju poprzecznym materiału na taśmie:

$$F = \frac{Q_1}{3600 W_{lk} n}, \quad \text{m}^2. \quad (3.15)$$

W ten sposób, aby zapewnić racjonalną równowagę dynamiczną konieczne są podprocesy załadunku, rozładunku i kruszenia różnorodnych materiałów, tak aby wydajność systemu surowcowego była równa wydajność urządzenia rozładowczego.

Uzyskane zależności pozwalają na wykorzystanie znanych charakterystyk kropli maszyna do ubijania i materiał źródłowy w celu określenia podstawowych parametrów montażu metrów układu zasilania, wydajność, optymalna prędkość i szerokość przenośników taśmowych i stanowią teoretyczną podstawę inżynierię projekt DIM.

Istnieją również możliwości podawania surowców przy użyciu innych urządzeń, np. za pomocą przenośnika wibracyjnego [196] lub z leja zasypowego.

3.2 Dyspersja surowca

Główną zasadą procesów kruszenia i mielenia materiałów jest trzeba „nie rozdrabniać niczego niepotrzebnego”, z czego wynika, że otrzymawszy swoje Wymagane właściwości wymiarowe materiału muszą zostać natychmiast usunięte dnia z miejsca pracy w celu wyeliminowania zużycia nadmiaru energii w jego dalszym Gryf już sam w sobie wymaga niepotrzebnego szlifowania. W tym względzie szczególną rolę odgrywa znaczenie celowe tworzenie w DIM właśnie takich korzystnych metod oddziaływania skutki działania sił niszczących na oryginalny produkt, dla którego został zaprojektowany wana. W ten sposób, z wyjątkiem uzyskania drobno rozproszonego ułamka skład gotowego produktu w młynach, gdzie wymaga on głównie dużej ilości wielorakiego oddziaływania, istotne jest stworzenie takich warunków oddziaływania, składniki surowców, gdy energia mechaniczna jest przyłożona do ciał roboczych, będą wykorzystywane w możliwie najpełniejszym zakresie w procesach dyspersyjnych. Następny- Dlatego też należy preferować bezpośrednie centralne (czołowe) oraz możliwe możliwości selektywnego działania, ukierunkowane niszczenie słabych wewnętrznych wiązania w materiale, które powstają przede wszystkim na skutek wad jego struktury, związane z obecnością pęknięć, słabych połączeń, itp.

Wydajność kruszarek i młynów zależy od sposobu przesyłu nadając energię rozdrobnionemu materiałowi. Najkorzystniejsze warunki to w którym cząsteczkom nadaje się energię na poziomie wystarczającym do nie następuje jego zniszczenie i jednocześnie nie następuje jego rozproszenie w warstwie. Dlatego w pro- W procesie kruszenia konieczne jest ciągłe usuwanie z materiału cząstek o odpowiedniej wielkości. obszar roboczy. Proces ten realizowany jest w urządzeniach samomielących, które gdzie energia jest przekazywana do warstwy materiału z dwóch przeciwległych stron. Naraz cząsteczki zderzają się i rozpadają. Cząsteczki o odpowiedniej wielkości są ewakuowane ze strefy zniszczenia pod wpływem sił odśrodkowych poprzez ruchome pęknięcia, podzielone na ciała robocze i korpus komory roboczej.

Praktycznych przypadków wdrażania takiego procesu w maszynach praktycznie nie ma. żyje, istnieją jedynie pojedyncze doniesienia [5, 6, 197, 198].

Opracowanie i testowanie jednostki mielenia autogenicznego, przeprowadzone wcześniej, potwierdziło skuteczność tego typu maszyn i stworzyło podstawę do rozwoju szeroka gama standardowych rozmiarów zaspokajająca różnorodne potrzeby przemysłu.

Zalety obejmują:

- wysoki stopień rozdrobnienia, sięgający 15–20;
- gwarantowana wielkość gotowego wyrobu w przedziale od 2 do 8 mm;
- zmniejszenie zużycia części roboczych poprzez zapewnienie minimalnej kontakt z materiałem rozdrobnionym;
- zmniejszenie zużycia metalu w porównaniu ze sprzętem tradycyjnym.

Podstawową kwestią przy opracowywaniu szeregu standardowych rozmiarów jest zatem wyznaczanie parametrów geometrycznych instalacji zgodnie z określoną produkcją wydajność uwzględniająca proces kruszenia i ewakuacji gotowego produktu z obszaru roboczego kamery.

Wydajność instalacji do autogenicznego mielenia można rozpatrywać w w dwóch kierunkach.

Pierwszą jest wydajność procesu kruszenia do określonego rozmiaru produkt.

Drugim jest wydajność produktu gotowego poprzez urządzenia mobilne luka.

Relacje między nimi w dużej mierze determinują warunki miażdżenia w pracy czyj aparat. Oczywistym warunkiem jest wypuszczenie gotowego produktu musi znacznie przekraczać wydajność kruszenia. Jednak wymiary ruchome szczeliny spełniają główną funkcję technologiczną - sterowanie co decyduje o jakości gotowego produktu. W tym samym czasie oryginalna ma-Materiał można rozkruszyć do określonego rozmiaru za pomocą brył roboczych o różnych rozmiarach. rów, a wpływ jest ściślej determinowany przez wielkość szczeliny i prędkość obrotową ciała robocze. Produktywność maszyny jest zawsze ograniczona maksymalna możliwa prędkość przepływu produktu przez ruchomą szczelinę.

Dlatego projektując instalacje o określonej wydajności wielkość i rozmiar gotowego produktu, głównym problemem jest wyznaczenie diametru elementu roboczego i wyprowadzone z niego parametry geometryczne i dynamiczne parametry instalacji.

Badania teoretyczne i eksperymentalne produktywności zaproponować opracowanie teoretycznego modelu produktywności państwa produktu i jego eksperymentalnej weryfikacji oraz określenia głównych zależności możliwości wynikające z właściwości fizycznych i mechanicznych rozdrabnianego materiału, prędkości obrotowej korpusy robocze, kąt nachylenia ścian komory roboczej i parametry geometryczne metrów ruchomej szczeliny. Należą do nich: średnica, szerokość platformy pierścienia oraz szczelina pomiędzy elementem roboczym a ścianą komory roboczej.

3.2.1 Badanie kinematyki spadania materiału z przenośnika w trakcie pracy

Czuję, że kamera robi się ciemna

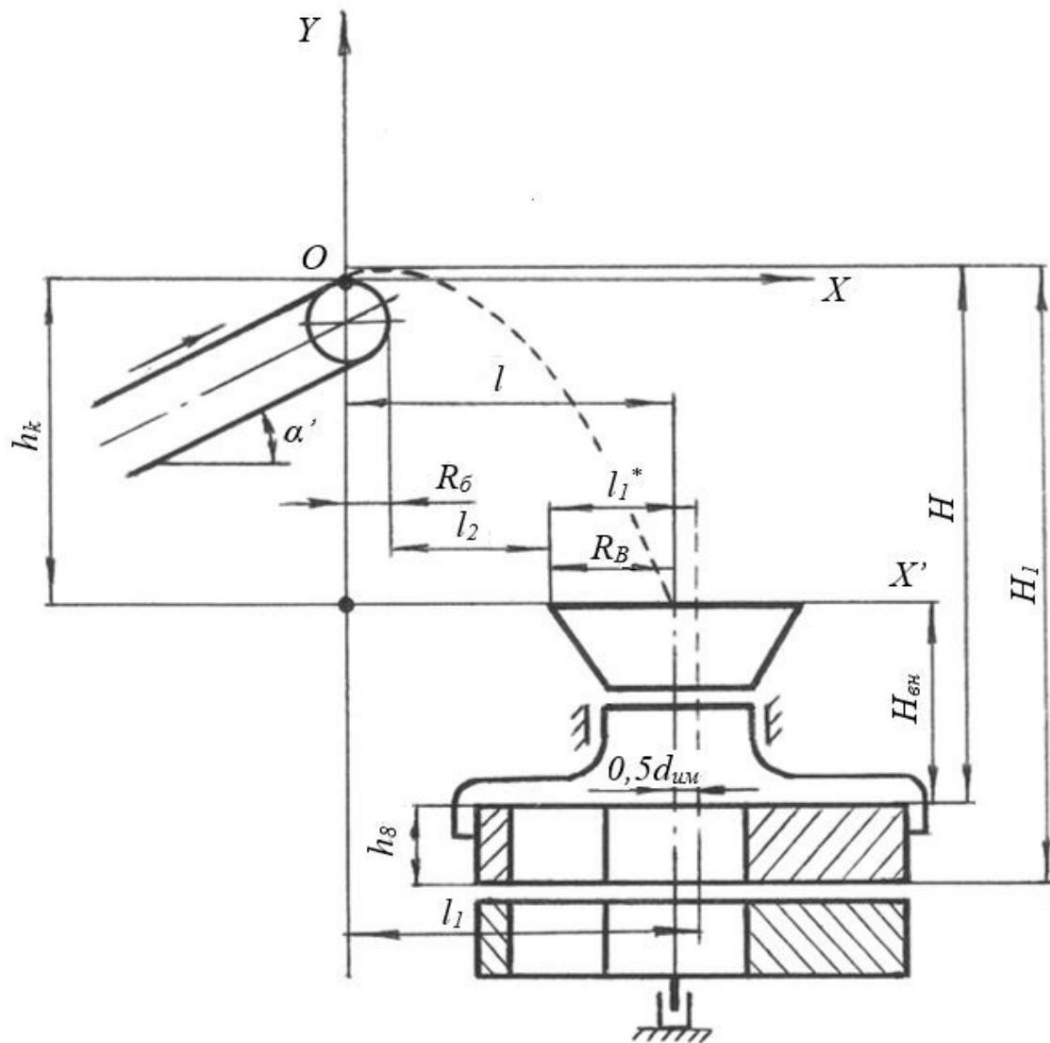
Ogólnie rzecz biorąc, system przenośnika-podajnika DIM można przedstawić jako Lena jako (rys. 3.4), gdzie kąt montażu taśma przenośnikowa może przyjąć znaczną zakres od 0° do 15° [196].

Działanie DIM zależy w pewnym stopniu od warunków padania pionowego. kawałków materiału do komory roboczej. Stopień pionowości upadku materiału ale oszacujemy wielkość odchylenia korpusu od osi maszyny na poziomie górnej powierzchni górnego dysku (rys. 3.4). W tym przypadku określa się punkt odchylenia dopuszczalnego stan graniczny:

$$-1 \quad 0,5 \quad \text{ich.} \quad (3.16)$$

Zapewnienie tego stanu może być osiągnięte poprzez odpowiednie wybierając wartości V_0 i h_k (rys. 3.4). Aby to zrobić, należy skorzystać z równania trajektorii (3.16) znajdujemy wyrażenie dla i 1.

$$W = \quad , \quad = h \quad \text{mamy:}$$



Rysunek 3.4 – Schemat ruchu materiału podczas spadania z przenośnika w DIM

$$= \frac{0 \cdot (0 + 0 \cdot \sqrt{2 + 2h})}{\dots} \quad (3.17)$$

$W = 1, \dots = h + \text{od mamy}$

$$1 = \frac{0 \cdot (0 + 0 \cdot \sqrt{2 + 2(h + \dots)})}{\dots} \quad (3.18)$$

Przeprowadzimy selekcję $0 =$ lubię $= 0$. W tym przypadku otrzymujemy:

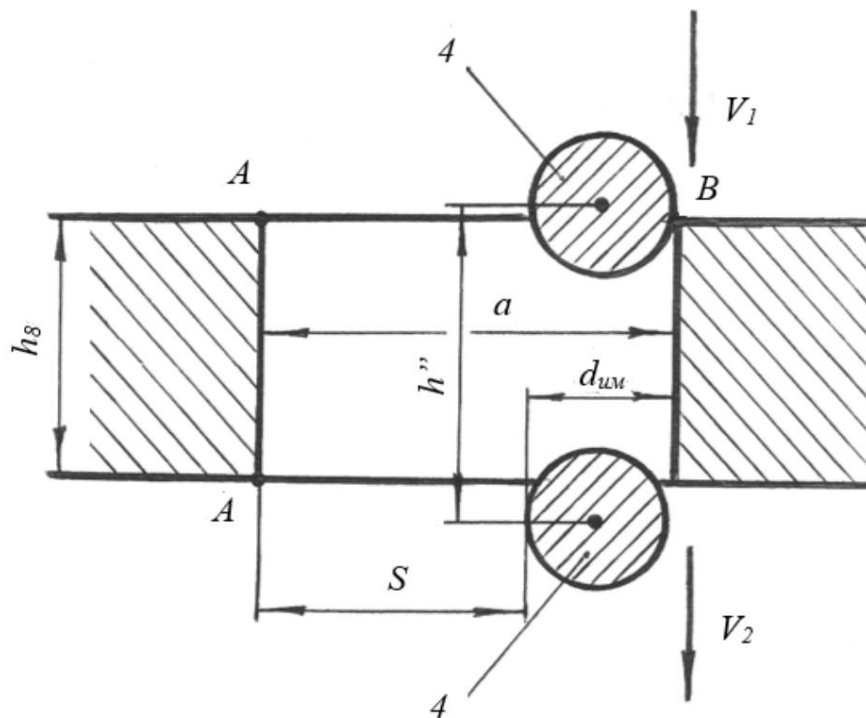
$$0 = \text{OK} \cdot \frac{1.1 \text{ ich}}{h + h} \quad (3.19)$$

$$\frac{1}{2} = \frac{112}{2(h+)}; \quad (3.24)$$

$$\frac{2}{2(h+)} = \frac{1}{2(h++h)}; \quad (3.25)$$

$$= 0,452 \left(\frac{h+}{h+} + \frac{h+}{h+} \right). \quad (3.26)$$

Określanie czasu t_0 przejścia krawędzi roboczej przed zetknięciem się z przedmiotem materiał d_{im} można zrealizować na podstawie warunku (rys. 3.5):



Rysunek 3.5 – Warunki określania prawdopodobieństwa zderzenia części oryginalnej materiał z wystającymi elementami roboczymi

$$= \text{ich.} \quad (3.27)$$

Długość łuku S wyznaczamy ze wzoru:

$$= \frac{w}{60} \cdot 0. \quad (3.28)$$

Następnie z (3.27) i (3.28) otrzymujemy:

$$113$$

$$0 = \frac{60}{w}. \quad (3.29)$$

Parametry geometryczne przenośnika można oszacować na podstawie stanu:

$$D_0 = \frac{I}{\dots} \quad (3.30)$$

Gdzie D_0 — odpowiednio wydajność przenośnika i produkcja
wzdłuż szczeliny.

Biorąc pod uwagę (3.12), gdzie

$$= \frac{\dots}{3600 \text{ OK}}. \quad (3.31)$$

Ponieważ pole przekroju poprzecznego F jest funkcją szerokości taśmy b , rodzaj materiału i innych parametrów, wówczas wzór (3.31) pozwala na dobór wartości parametrów. Co więcej, biorąc pod uwagę skalę OK zależy również od wielu innych parametrów geometrycznych przenośnika (rys. 3.4) pozwalają na dokonanie wyboru najbardziej parametrów geometrycznych przenośnika.

Wymaganą prędkość obrotową elementu roboczego można oszacować na podstawie w którym zderzenie kawałka materii – warunek 0 – będzie koniecznie miało miejsce
ala z ciałem roboczym = 1. Biorąc pod uwagę wyrażenia dla 0 oraz (3.23) i (3.30), to warunek można zapisać następująco:

$$\frac{60}{w} \quad (\text{ich})$$

$$1 \left(\frac{0^2}{2} + 2 \right) \left(\frac{0^2}{2} + 2 \right) + h \quad (3.32)$$

Rozwiązując tę nierówność dla n , otrzymujemy:

$$\frac{60}{\dots} \quad (3.33)$$

liczba całkowita (0

Aby oszacować wartość wymaganej częstotliwości obrotów elementu roboczego, wyznacza się dzielną dolną granicę przedziału dopuszczalnych liczb n przez następujące wartości parametry geometryczne:

$$w = 0,07\text{m}; \quad \alpha = 3^\circ = 30^\circ; \quad r = 0,01\text{ m}; \quad \frac{M}{Z^2};$$

$$\theta = 1 \quad \frac{M}{Z} = 15^\circ = 0,5\text{m}; \quad h = 0,02\text{ m}.$$

W tym przypadku otrzymano $n=6603\text{ min}^{-1}$.

Ponieważ trudno jest osiągnąć taką prędkość obrotową elementu roboczego, to jest to niemożliwe przyjmij, że prawdopodobieństwo spotkania się kawałka materiału z elementem roboczym jest równe jedności.

Ze względu na względną niedogodność realizacji wymaganej częstotliwości obrotów elementu roboczego $n=6603\text{ min}^{-1}$, wdrożenie warunków, w których dany element ma materiał na pewno spadnie na ciało robocze, możesz spróbować wdrożyć obliczenie wartości S (droga krawędzi elementu roboczego przed zetknięciem się z kawałkiem materiału). Dla W tym celu konieczne jest oszacowanie tej wartości. Na podstawie warunku 0 otrzymujemy:

$$\frac{\text{liczba całkowita } 0}{60} \left(\frac{2}{0} \frac{2}{2} + 2 \right) \left(+ h \right) 0 \frac{2}{2} \frac{2}{2} + 2 \right) \cdot (3,34)$$

Ilościowa ocena wartości potrzebnej danej ilości dla określonego celu wartości wszystkich wielkości uwzględnionych w (3.34), wzięte z obliczeń punktu (3.6), dają następujące Wynik jest następujący: 1,5 mm.

Ponieważ powyższe obliczenia uzyskano w oparciu o sytuację, gdy spada jeden element, wówczas należy rozważyć kwestię upadku jakiegokolwiek skupiska kawałków materiału.

Można argumentować, że spadek liczby sztuk prowadzi do zmniejszenia się liczby prędkość początkowa wynikająca z interakcji elementów. To zmniejszenie prędkości może być należy to uwzględnić poprzez wprowadzenie współczynnika przepływu. Zgodnie z [21] mamy:

$$= 0,62 \text{ dla wody};$$

$$= 0,50 \text{ dla kawałków materiału stałego}.$$

Biorąc to pod uwagę otrzymujemy:

$$\begin{array}{ccccccc}
 & & & 115 & & & \\
 & & & \hline
 & & 2 & & 2 & & \\
 \text{liczba całkowita} & 0 & & (0 & 2+2 & (+h) & 0 & 2+2) & \\
 \hline
 & & & 60 & & & &
 \end{array} \quad (3,35)$$

A w warunkach poprzedniego przykładu mamy 3 mm.

Jak widać, w przypadku zestawu spadających elementów prawdopodobieństwo zderzenia z ciałem pracujące znajduje się znacznie wyżej.

Ważne jest określenie prawdopodobieństwa obecności tej części kawałków w opadającym strumieniu materiału źródłowy, który przypadkowo nie wpadł do światła, lecz na występ dysku.

Gdy dysk zostanie następnie obrócony, te kawałki materiału nieuchronnie dostaną się do poddać się strefie wolnej drogi i poruszać się w dół pod wpływem grawitacji, będąc poddanym wpływ innych, pojawiających się jednocześnie sił.

Prawdopodobieństwo wystąpienia tego zjawiska:

$$= \frac{1}{2}, \quad (3,36)$$

gdzie jest obszar rzutów na płanie, wpadających w strefę ograniczoną płaszczyzną pole przekroju przepływu o średnicy = ;

— pole przekroju normalnego przepływu o średnicy = .

W przypadku geometrii sektorowej wypukłości możliwe jest bezpośrednie określenie ich położenia. możliwe w miarę możliwości według wzoru:

$$= \frac{1}{8} \left(r^2 - \frac{2}{w} \right), \quad (3,37)$$

gdzie jest kątem sektora, w który wpisany jest występ, rad;

— liczba wypukłości.

Pośrednie określenie pola powierzchni wypukłości możliwe jest przy pomocy wzoru:

$$= \left(r^2 - \frac{2}{w} \right) (0,25 - 0,125). \quad (3,38)$$

Obszar przepływu definiuje się jako:

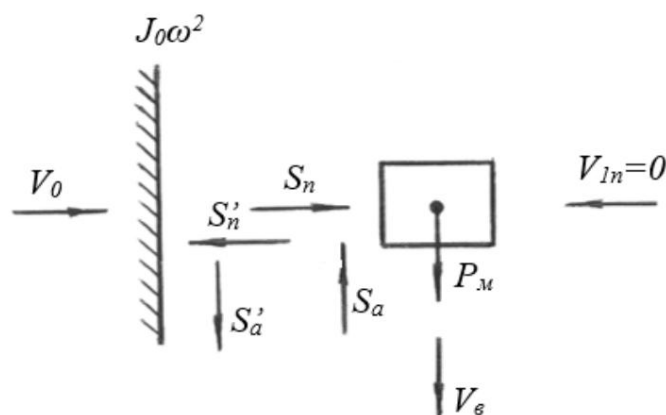
$$= 0,25 r^2 = 0,25 \cdot 2. \quad (3,39)$$

Podstawiamy otrzymane wartości i do (3.26):

$$= \frac{(2 \cdot 2)}{2 \cdot 2}. \quad (3.40)$$

3.2.2 Uderzenie kawałków materiału źródłowego na powierzchnie boczne obrabianego przedmiotu organ

Niech kawałek materiału lecący swobodnie w dół znajdzie się w
wnęki elementu roboczego w dowolnym punkcie wzdłuż odległości, jak pokazano na
Rysunek 3.6, który schematycznie przedstawia warunkową interakcję kawałka materiału
ała z wystającym elementem roboczym. Rozważmy osobno ruch kawałka materiału
waga m , poruszający się z prędkością w kierunku pionowym.



Rysunek 3.6 — Warunki równowagi cząstki materiału początkowego na powierzchni
obracający się dysk elementu roboczego

Określenie impulsu reakcji normalnej elementu roboczego przy uderzeniu
zastosujmy twierdzenie o zmianie pędu:

$$\frac{m}{2} - \frac{m}{1} = , \quad (3.41)$$

gdzie 1 — prędkość kawałka materiału przed uderzeniem;

2 — prędkość przedmiotu po uderzeniu.

Ponieważ $v_1 = 0$; $v_2 = 0$, to mamy:

$$= \frac{m}{0} = \frac{m}{30} = \frac{0,45}{30} \frac{3}{\text{ich}} \quad (3,42)$$

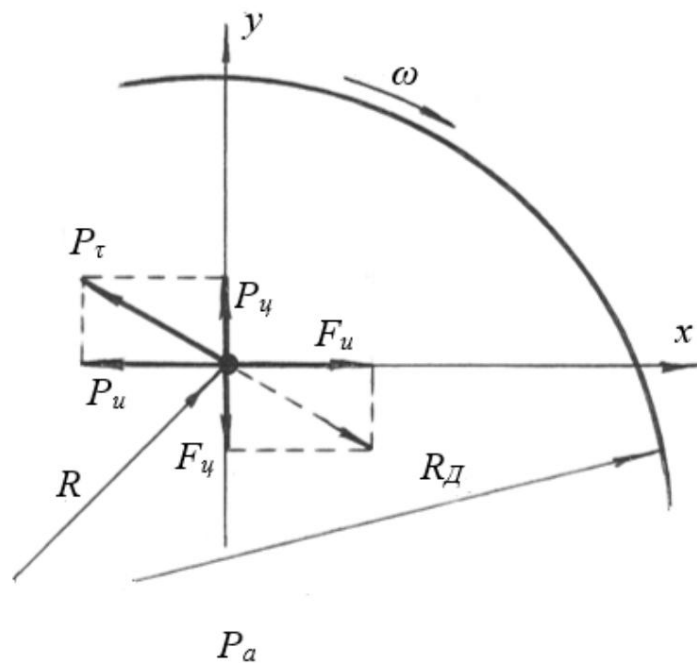
Aby określić siłę uderzenia, konieczne jest oszacowanie czasu uderzenia. :

$$= 2 \quad w \quad \text{---}$$

Następnie mamy:

$$= \frac{0,45}{60} \frac{3}{\text{ich}} = 0,02355 \frac{3}{\text{ich}} \quad (3,43)$$

Aby wyznaczyć pracę reakcji stycznej elementu roboczego (rys. 3.7) przy uderzeniu wykorzystamy twierdzenie o zmianie energii kinetycznej:



Rysunek 3.7 – Siły działające na cząstkę materiału

$$- \frac{m}{2} v_2^2 + \frac{m}{2} v_1^2 = A,$$

gdzie A jest pracą sił stycznych podczas uderzenia;

$v_{1,2}$ — prędkości styczne przed i po uderzeniu.

Pracę A można również przedstawić jako:

$$A = \frac{1}{2} m v^2 - \frac{1}{2} m v_0^2, \quad (3,44)$$

gdzie f jest współczynnikiem tarcia ślizgowego;

h jest ścieżką poślizgu ciała w momencie uderzenia;

— czas trwania uderzenia.

$$= 2 \text{ im } \frac{1}{2}.$$

Składową styczną siły uderzenia wyrażamy następująco:

$$A = \frac{1}{2} m v^2 - \frac{1}{2} m v_0^2 = 23,55 \cdot 10^{-3} \text{ J}. \quad (3,45)$$

Porozumiewawczy, możesz znaleźć prędkość 2 korzystając z twierdzenia o zmianie ilości
jakość ruchu:

$$- \frac{M}{2} - \frac{M}{1} = -1.$$

Skąd otrzymujemy:

$$2 = \left(\frac{1}{m} - 1 \right) \frac{1}{m} = \frac{1}{30} + 1 = 2 - \frac{1}{30} \quad (3,46)$$

Biorąc pod uwagę to wyrażenie 2, praca jest równa:

$$A = \frac{1}{2} m v^2 - \frac{1}{2} m v_0^2 = \frac{1}{2} m (v^2 - v_0^2) = \frac{1}{2} m (2 - \frac{1}{30})^2 = 1,7 \cdot 10^{-3} \text{ J} + 84,6 \text{ J}. \quad (3,47)$$

Znając pracę siły tarcia możemy wyznaczyć drogę tarcia h :

$$h = A = 0,032 \text{ nie } (\text{---} + 84,6 \text{---}). \quad (3,48)$$

Tego wyrażenia można użyć do określenia parametrów DIM, gdy dla którego wartość pracy sił tarcia będzie równa zero. Rzeczywiście $h=0$, gdy spełnienie warunku:

$$- \text{---} + 84,6 \text{---} = 0.$$

Stąd, określając wymiary geometryczne R , H i współczynnik tarcia, możemy znaleźć częstotliwość obrotów n :

$$= 2 \text{---}. \quad (3,49)$$

Analiza składowej stycznej ma zastosowanie praktyczne w rozwiązaniu problemu intensywności procesu zużycia powierzchni roboczych organów, ponieważ to siły styczne powodują najistotniejsze typy zużycie mechaniczne. Naturalnym jest założenie, że największy wpływ na nos powierzchni wykonuje w chwili obecnej względny ruch styczny trafienie na okres τ , gdy obciążenie jest stosowane powodując siłę tarcia $F_t = \tau$.

Niech dysk obracający się z prędkością kątową, umieszczony w poziomie, płaszczyzna strefowa, ciało ikosaedryczne spada z wysokości H , uderzając w punkt o promieniu R (rys. 3.7). Dysk ma wystarczająco dużą masę w porównaniu z masą pacjenta. dając ciało, więc nie zmieni się ono po zderzeniu.

Ciało będzie w równowadze pod warunkiem, że

$$(\) = (\);$$

$$c(\) = c(\),$$

gdzie jest siłą bezwładności ciała, $= \text{---} = \text{---}^M$;

c — siła odśrodkowa bezwładności w chwili uderzenia, $c = \text{---}^2$;

120

— siła tarcia równoważąca siłę bezwładności, = ;

c — siła tarcia, która równoważy siłę odśrodkową bezwładności

$$c = c \cdot$$

Z równości μ i wynika równość $\mu =$, w rezultacie otrzymujemy:

$$= \frac{2}{2} = \frac{2}{2}. \quad (3,50)$$

Ponieważ wektory prędkości pokrywają się z wektorami siły w kierunku, drogi przebyte w ruchu względnym pokrywają się, zapisujemy pracę sił wymaganą

nia:

$$\frac{v_1^2}{2} - \frac{v_2^2}{2} = A, \quad (3,51)$$

gdzie v_1 to prędkość kontaktu dysku na początku uderzenia;

— prędkość ciała na końcu procesu uderzenia w ciągu 2

Impuls siły tarcia:

$$v_1 - v_2 =$$

Gdzie:

$$v_2 = \frac{v_1}{2}.$$

Biorąc pod uwagę wyrażenie dla v_2 , mamy:

$$\frac{v_1^2}{2} = h.$$

Gdzie:

$$h = \frac{v_1^2}{2} = \frac{(v_1 - v_2)^2}{2}. \quad (3,52)$$

Ponieważ = , i używając również wyrażenia , , otrzymujemy:

$$h = \frac{2 \cdot w \cdot (0,094 \cdot 0,63)}{0,45} \quad (3,53)$$

Z tego wyrażenia wynika, że droga tarcia h w chwili uderzenia będzie równa zero, jeśli warunek jest spełniony:

$$0,094 \cdot 0,63 = 0.$$

Lub:

$$= 6,75 \cdot \quad (3,54)$$

Na przykład,

$$_{kr} = \frac{6,75 \cdot 9,81 \cdot 0,4}{0,5} = 17 \text{ min } 1.$$

Te. w cr 17 minut 1, $h = 0$.

Podane zależności między parametrami DIM mogą być dość skuteczny sposób optymalizacji przepływu pracy, jeśli jest wystarczająco dokładny określić f . W strefie poślizgu wraz ze wzrostem prędkości stycznej ma stopniowo zmniejszać współczynnik tarcia. Ugruntowanym trendem jest zmiany współczynnika tarcia w funkcji prędkości stycznej uderzenia Potwierdzają to również inni autorzy [204, 205]. Zainteresowanie badaniem tarcia uderzeniowego powstało w związku z pracami nad zużyciem spowodowanym przepływem cząstek stałych [206–208]. Eksperyment- Udowodniono psychicznie, że wraz ze wzrostem siły nacisku normalnego, jak również prędkość ruchu stycznego, współczynnik tarcia maleje, który pozostaje prawdziwe w przypadku wzoru związanego ze zmianą kąta natarcia spadającego ciała. W literaturze nie ma danych na temat rzeczywistych praw tarcia przy uderzeniach skał. skały na metalowych barierach, więc eksperymenty mające na celu ustalenie korespondencji Odpowiednie konkretne ilości i zależności są niezwykle konieczne.

3.3 Badanie prawidłowości wpływających na produktywność DIM

Jednym z głównych wskaźników poziomu technicznego młynów jest ich wydajność. Możliwość prawidłowego obliczenia na etapie projektowania pozwala nam przewidywać najważniejsze wskaźniki techniczne i ekonomiczne, w tym zainstalowana moc i jednostkowe zużycie energii.

Ze względu na to, że w przypadku maszyn z wymuszonym samoostrzeniem jest to naukowo Nie ma żadnych rzetelnych zaleceń odnośnie oceny ich wydajności. istnieje, po raz pierwszy podjęto próbę opracowania metody jego obliczania.

3.3.1 Typy produktywności i struktura przepływu pracy

Wydajność środków technicznych ocenia się zazwyczaj na podstawie ich trzy typy [189]:

- 1) konstruktywno-teoretyczna Q_{kt} , $\frac{M^3; \text{kilogramów; T}}{\text{jednostka czasu}};$
- 2) jakość techniczna, $\frac{M^3; \text{kilogramów; T}}{\text{jednostka czasu}};$
- 3) $Q_{\text{operacyjne}}$, $\frac{M^3; \text{kilogramów; T}}{\text{jednostka czasu}};$

Maszyny samoostrzące się z wymuszonym szlifowaniem można scharakteryzować trzema rodzajami procesów pracy:

- 1) proces ładowania materiału źródłowego;
- 2) proces wymuszonego samorozdrabniania materiału wyjściowego wewnątrz komory tworzywo;
- 3) proces uwalniania gotowego produktu przez szczelinę między pracownikami organy.

Ten podział ogólnego procesu pracy na poszczególne komponenty jest dość uzasadnione, ponieważ każdy z nich ma wyraźne granice i może być realizowany, pewnych okresach czasu, niezależnie.

Oddzielna analiza komponentów procesu pracy maszyny pozwala aby dokładniej zbadać każde z jego połączeń i ustalić funkcjonalne powiązania między nimi je i syntetyzuje główne parametry projektowe i techniczne, które spełniają spełniające warunki optymalizacji.

Jeżeli ogólną produktywność oznaczmy jako Q , to możemy napisać następująco:

$$Q = (Q', Q'', Q'''),$$

gdzie Q''' — wydajność procesu ładowania materiału źródłowego;

Q'' — wydajność wymuszonego procesu wewnątrzkomorowego mielenie materiału źródłowego;

Q' — wydajność procesu produkcji gotowego produktu.

Ze wszystkich wymienionych składników ogólnej produktywności zewnętrzna charakterystyka maszyny to Q' , którego wartość jest ustalana sama ogólna produktywność.

Tylko poprzez ustawienie wartości Q' , możliwe jest określenie warunków procesu, cech terytorialny Q''' , tj.

$$Q''' = (Q'),$$

ale to oznacza Q''' zależy od Q' i nie można go brać pod uwagę do czasu zbadania procesu charakteryzujący się Q' .

Ponadto intensywność procesu mielenia wewnątrz komory Q'' powinien być takim, że spełniony jest warunek: $Q'' > Q'''$. Jeśli to się wydarzy taki stosunek procesów, że $Q'' > Q'''$, wówczas luka zostanie wypełniona masą z nadmiernie rozdrobnionym produktem końcowym o gwałtownym wzroście intensywności energetycznej proces Q''' . Dlatego w tym przypadku musimy założyć, że $Q'' = (Q''')$, przez noszenie do którego proces Q''' jest niezależny.

Na podstawie powyższego można stwierdzić, że obiekt Istnieje wyraźna potrzeba priorytetowego zbadania procesu uwalniania produkty gotowe.

3.3.2 Wydajność teoretyczna

Podczas obliczania teoretycznej wydajności projektu może być uzyskano wynik odzwierciedlający maksymalną teoretycznie możliwą wydajność produkty komórkowe biorące pod uwagę wyłącznie cechy konstrukcyjne danej maszyny i stan jego głównych parametrów.

Jeżeli weźmiemy pod uwagę przepustowość młynów z frontem załadowniczym szczelinowym, wydajność wyrobu gotowego, charakteryzująca jego możliwości techniczne przepuścić określoną ilość produktu przez szczelinę δ między dyskami na jednostkę wówczas teoretyczną wydajność można wyrazić następująco zależność:

$$\text{Liczba kw.} = 3600 \frac{Q_{GP}}{h^{-1}}, \quad (3,55)$$

gdzie Q_{GP} jest objętością (m^3) produkt gotowy wytworzony w czasie t (s);

— gęstość objętościowa gotowego produktu, t.m. ρ .

Ponieważ wydajność jest charakteryzowana przez przepustowość, zmierzmy ilość produktu na jednostkę czasu na wyrażenie:

$$Q = \frac{V}{t}, \quad M^3 \cdot s^{-1}, \quad (3,56)$$

gdzie V jest średnią szybkością przepływu gotowego produktu ze szczeliny;

S — pole przekroju poprzecznego szczeliny, mierzone po średnicy okrąg podstawy szczeliny.

Produkt ρ odzwierciedla teoretyczną przepustowość celu luku. Ale teoretyczna wydajność Q' prawdopodobieństwo jest również określone wielkość fizyczna odzwierciedlająca stopień wypełnienia objętości produktem gotowym prześwit szczeliny. Biorąc to pod uwagę i co = ρ_0 sr, produktywność Q' :

$$Q' = \left(\frac{3}{4}\right) 3600 \rho_0 B \quad \text{kg} \cdot s^{-1} \quad (3,57)$$

gdzie (ψ) jest wielkością bezwymiarową ($(\psi) = 1$), wyrażającą funkcję
związek między liczbą luk i stopień wzrostu

decyzje ¹ w odniesieniu do wersji maszyny z jednym gniazdem;

B jest średnicą okręgu podstawowego szczeliny;

— średnia wielkość szczeliny.

W przypadku wzoru (3.57) największą trudnością jest określenie względnej
szybkość przepływu cząstek gotowego produktu ze szczeliny. To jest najbardziej dokładne
można zdefiniować jako zmienną losową, stosując metodę matematyczną
aparatu dynamiki statystycznej.

Ze względu na złożoność reprezentacji prędkości cząstki w równaniach stochastycznych
sjańska forma zależności $\psi_{ct} = (\psi)$ traci swoją prostotę i wygodę praktycznego zastosowania.
używać. Dlatego też, przy zachowaniu dokładności akceptowalnej dla celów praktycznych, wystarczy
aby uzyskać dokładne informacje o zachowaniu cząstek na wyjściu z przerwy poprzez analizę
analiza ich ruchu pomiędzy dyskami roboczymi z uwzględnieniem charakterystyk probabilistycznych
wejście i rozmieszczenie cząstek w geometrycznej objętości szczeliny.

3.3.3 Wydajność techniczna

Parametry techniczne określa się biorąc pod uwagę wszystkie czynniki,
znacząco wpływając na intensywność procesu pracy.

Biorąc pod uwagę wpływ na zmianę teoretycznej produktywności różnych
wzór na czynniki ψ_{ct} przyjmie formę:

$$\psi_{ct} = K, \tau/h \quad (3,58)$$

— iloczyn współczynników odzwierciedlających wpływ szczególnie-gdzie $\psi_{ct} = 1$
cechy konstrukcyjne, właściwości fizyczne i mechaniczne materiału, sposób działania
szlifierka, charakterystyka regulacji.

W zależności od ich charakteru współczynniki K można wyznaczać za pomocą
zwrotek, jak również w formie tabel lub funkcji, wszystkie $K < 1$, ponieważ ^{dzięki} ψ_{ct} .

Wstępna analiza danych eksperymentalnych wykazała, że technologia

Na wydajność szlifierek wpływają następujące czynniki:

ważne czynniki nieuwzględnione w teoretycznym wzorze produktywności.

Grupa współczynników odzwierciedlających właściwości fizyczne i mechaniczne oryginału materiału: skład frakcyjny materiału wyjściowego k_f ; wyjście wilgotności materiału do . Grupa współczynników technicznych: projektowanie wewnętrzne elementy dysków k_k ; stopień zużycia elementów roboczych tarczy ; nierówny dostarczanie materiału źródłowego do .

Biorąc pod uwagę podane współczynniki, parametry techniczne:

$$\text{dzięki} = \text{Do} \cdot k_f \cdot k \cdot k_k \cdot k_i \cdot k \cdot$$

3.3.4 Ocena wydajności według pojemności slotu

luka

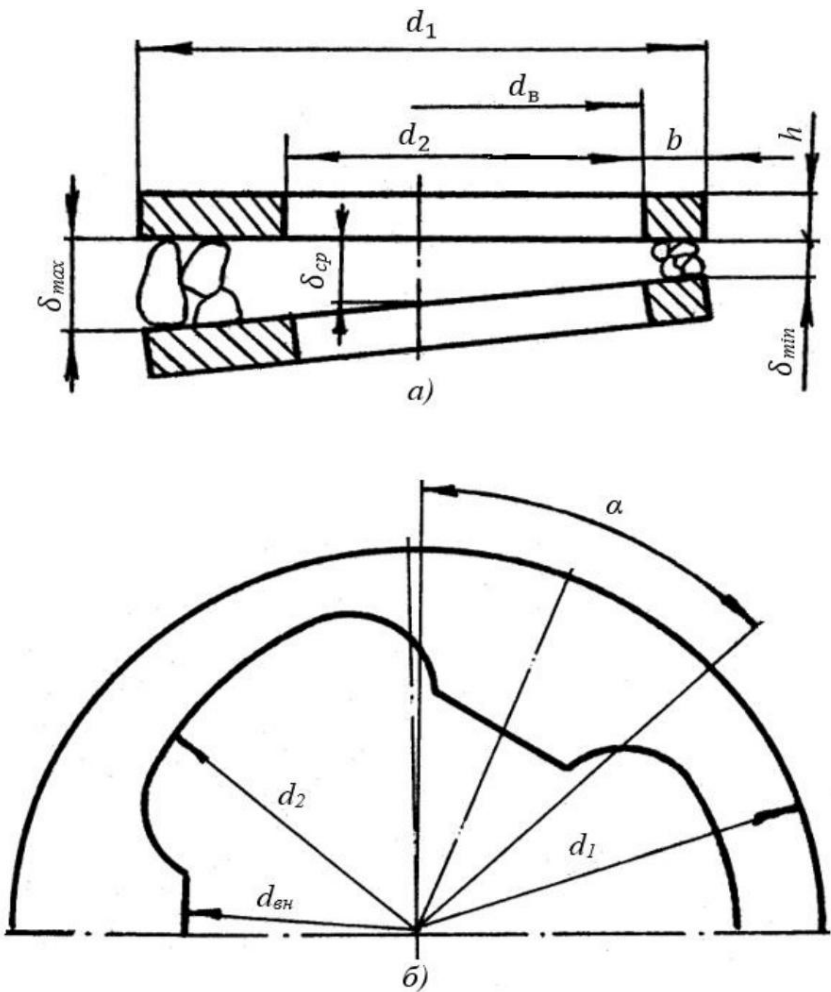
Obiektywne istnienie „uderzenia” luki, z której praktycznie praktycznie nie da się tego pozbyć, dyktują konieczność rozważenia procesu ruch cząstek produktu kruszenia w nim nie jako pojedynczej całości, lecz rozczłonkowanych do charakterystycznych stref, w których cząsteczki mogą manifestować się w różny sposób, wypełniając różne strefy szczeliny od maks. do min. (rys. 3.8).

Średnie rozmiary cząstek , które są swobodnie umieszczone (bez ściskania) w odpowiednich strefach wyznaczymy min, śr, maks. Można to z góry założyć, że cząsteczki min i por. może, w wyniku względnego przeciwnego ruchu ra- powierzchnie boczne szczeliny, wpadają do szczeliny min, gdzie ich wolna przestrzeń zostanie naruszona, nie ruch ściskany i nie będzie już charakteryzowany przez prędkość V , lecz przez prędkość V' , różni się od pierwszego.

W tym kontekście konieczna jest analiza ruchu każdej grupy części. oddzielnie, aby jak najwiarygodniej ocenić wydajność , którego ogólną postać przedstawia wzór (3.58). Na podstawie powyższego:

127

$$= \frac{3}{4} \left(\frac{d_1}{d_2} \right)^3 + \left(\frac{d_2}{d_1} \right)^6 \frac{1}{4} \tag{3,59}$$



Rysunek 3.8 — Obliczone parametry ciał roboczych podczas wchodzenia w szczelinę cząstki materiału

gdzie η jest ilorazem produktywności dla cząstek nieskrępowanych min,

średnia, maks.;

— to samo dotyczy części cząstek uwieczionych w zwięzającej się szczelinie.

$$\frac{3}{4} \left(\frac{d_1}{d_2} \right)^3 = \frac{1}{4} + \frac{1}{4} + \frac{1}{4}, \tag{3,60}$$

$$\frac{1}{4} = A_s,$$

$$\frac{1}{4} = A_{\text{od srody}}, \tag{3,61}$$

$$\frac{128}{3} = A_s, \quad (3,62)$$

$$A = (\dot{z}) \cdot 3600 \cdot v_{\text{podstaw}}; \quad (3,63)$$

S , z_{sr}, z — stopień wypełnienia luki nie jest ściśnięty
 kołowe o rozmiarach odpowiednio min, cp, max na tej części przez cząstki
 średnica b , gdzie może się to zdarzyć z określonym prawdopodobieństwem.

Następnie:

$$\begin{aligned} &= z \cdot R \cdot R() \\ &= z \cdot R \cdot R(sr), \\ \{z_s\} &= z \cdot R \cdot R() \end{aligned} \quad (3,64)$$

Gdzie z — względna długość okręgu, w którym proces nie jest ściśnięty
 mój ruch cząstki min, cp, max;

P to całkowite prawdopodobieństwo, że cząstki min, cp, max dostaną się do szczeliny z powodu
 wewnątrz komory mielącej;

$R()$, $P(\text{por.})$, $P()$ — prawdopodobieństwo wypełnienia jednostki objętości
 $V=1$ cząstek min, cp, w stosunkach równych tym prawdopodobieństwom.

Podstawiamy uzyskane wartości do (3,60):

$$\begin{aligned} &6 \\ &(\frac{1}{4}) = A \cdot z \cdot R \cdot R() + A \cdot z \cdot P \cdot P(sr) + \\ &+ A \cdot z \cdot R \cdot R(). \end{aligned}$$

Lub:

$$6(\frac{1}{4}) = A \cdot z \cdot P \cdot (P() + P(\text{por.}) + P()). \quad (3,65)$$

Wzór na całkowitą wydajność, podobny do (3,65) dla zaciskania
 cząstki w zwężającej się szczeliny przyjmą postać:

$$G_4 = G_4 + G_5 + G_6.$$

Lub:

$$G_4 = A \cdot v_s \cdot P(P) + P(\text{por.}) + P(\quad), \quad (3,66)$$

Gdzie v_s — szybkość przepływu cząstek produktu kruszenia poruszających się w strefy szczypania;

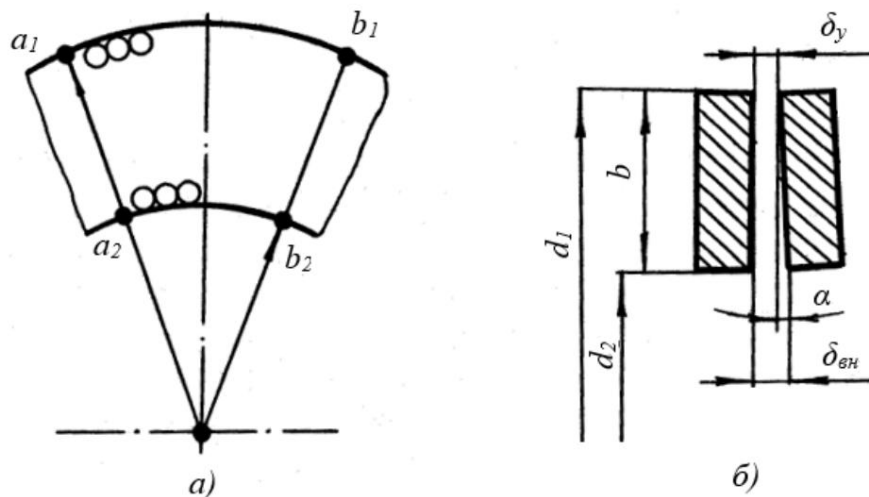
s — względna długość obwodu stref zaciskowych $s = 1$ z.

Podsumowując (3,65) i (3,66) mamy:

$$G_4 = A \cdot P \cdot (z + s) \cdot P, \text{ t/godz.}, \quad (3,67)$$

$$P = P(\quad) + P(\text{por.}) + P(\quad)$$

Gdy cząstki rozdrobnionego produktu osiągną obwód wlotu, określa się o średnicy 2 do obwodu wylotu o średnicy 1, ich gęstość na jednostkę spada na kwadrat. Dobrze ilustruje to rysunek 3.9a, który przedstawia układ cząstek na poziomie łuków a_1 i a_2 .



Rysunek 3.9 – Schemat określania zmiany gęstości cząstek dyskretnych

produkt, gdy przemieszcza się z poziomu łuku a_2 do poziomu łuku a_1

Ta okoliczność zmusza nas do wzięcia długości łuku szczeliny nie przez 1 (zewnętrznie-
do tego, co byłoby najbardziej odpowiednie i zgodnie z 2 = W. Naturalnie, pro-
wydajność rozładowania szczeliny o średnicy 2 jest mniejsza niż szczeliny o średnicy 1, dlatego sprawność
efektywność wykorzystania wymiarów i metalu jest w tym przypadku niższa niż oczekiwano.
Jeżeli szczelina jest stożkowa, a wierzchołek stożka skierowany jest na zewnątrz
(Rys. 3.9b), wówczas tę wadę można wyeliminować, gdyż przy pewnym
stożkowości pola przekroju poprzecznego szczeliny na poziomie łuku a_2 2, może być równa polu
pole przekroju poprzecznego szczeliny na poziomie łuku a_1 1, co zapewnia równomierność
obciążenia szczelinowe i możliwość użycia 1 jako średnicy projektowej przy określaniu
przepustowości, tj. 1 i w.

Wartość szczeliny wzdłuż średnicy zewnętrznej 1 oznaczmy jako δ_1 (instalacja
szczeliny) i wzdłuż średnicy wewnętrznej 2 przez δ_2 (rys. 3.9b). Powierzchnie przekroju poprzecznego
w szczelinach na średnicach 1 i 2 muszą być równe, więc zapisujemy warunek:

$$1 = 2,$$

$$\text{gdzie } 1 = \frac{2 \cdot 2}{\text{liczba całkowita}} = 1.$$

Następnie:

$$2 \cdot w = 1.$$

Gdzie:

$$w = \frac{1}{2} = \frac{2+2}{2} \quad (3,68)$$

Kąt stożkowy α wyznaczamy ze wzoru:

$$= \frac{w}{2}. \quad (3,69)$$

Spełnienie warunków (3.68) lub (3.69) gwarantuje równomierne obciążenie
objętość w szczelinie, przesuwająca się do wyjścia z gotowym produktem.

Zarówno nowa maszyna, jak i maszyna, która była używana przez pewien okres czasu, będą miały miejsce bicia szczeliny ze względu na niemożność idealnego wykonania i montażu elementu roboczego pary luf 1 i 2 (rys. 3.8).

Analizując rozmieszczenie cząstek w szczelinie między dyskami 1 i 2, możemy przyjąć następujące założenia niezbędne do wyboru opcji obliczeniowych.

Cząsteczki o rozmiarze $< r_0$ powinien praktycznie ruszyć w kierunku wyjścia z bez dodatkowego szlifowania, ponieważ górny dysk nie styka się z żadnym miejscem te cząsteczki. Gdy cząstki poruszają się $< r_0$ w kierunku wyjścia z przerwy, prawdopodobieństwo takiego ruchu jest mniejsze twierdzenie to wzrasta ze względu na fakt, że ich dyskretna gęstość na jednostkę powierzchni miłosierdzie spada.

Cząsteczki wielkości $> r_0$ sr poruszają się w taki sposób, że część z nich, wchodząc do światła r_0 , są dalej niszczone do rozmiaru $< r_0$, po czym poszli spać trajektoria promieniowa zostaje usunięta z objętości roboczej na zewnątrz.

Cząsteczki wielkości $> r_0$ sr może wyciekać z obszaru roboczego w strefie r_0 , ale część z nich przenosi się do stref r_0 (są dwa), są zmiażdżone i rozpadają się na cząsteczki o rozmiarze $< r_0$ I $> r_0$, co z kolei często wypływają całkowicie i częściowo wpadają do szczeliny r_0 , Gdzie odbywa się druga faza ponowne rozdrabnianie cząstek, które pierwotnie miały wymiary $> r_0$

Z przeprowadzonej analizy wynika, że w objętości roboczej szczeliny znajduje się złożony ruch cząstek, których trajektorie są losowe. W tym Trudność polega na analitycznym określeniu szybkości przepływu gotowego produktu produkt z luki. Próba rozważenia prawa ruchu punktu materialnego na powierzchnia dysku obracająca się wokół stałej osi doprowadziłaby do takiego wyniku tatuaż znany w mechanice teoretycznej. Ale w szczelinie cząstki nie są izolowane, ale poruszają się masowo, a wzór ruchu całej masy cząstek różni się od ruch izolowanej cząstki. Jeżeli wybierzemy podstawową objętość ruchu, masę, skonstruować schemat obliczeniowy jej ruchu, a następnie zobaczymy, że taki element nie można zagwarantować, że masa mentalna będzie się poruszać wzdłuż spirali Archimedesza wyjście, ponieważ w tej objętości mogą znajdować się cząstki o różnych rozmiarach w stosunku do

do rozmiaru szczeliny, różniącego się od

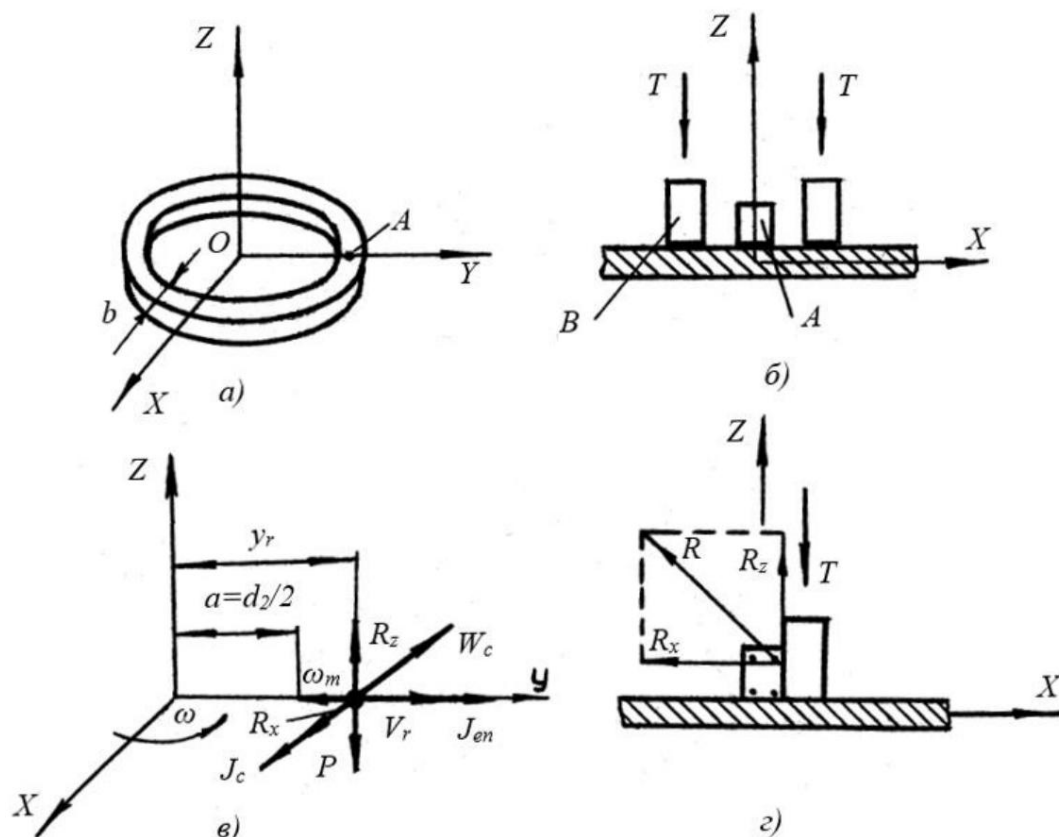
Do

. Cząsteczki, więcej

i więcej

w okresie szlifowania nie mają praktycznie żadnego przemieszczenia promieniowego i obrotu znajdują się w promieniu równym const , tzn. mają tylko względny ruch kołowy sens i metafora, lub tylko metafora w przypadku, gdy siły tarcia cząstki między górnym i dolnym dyskiem są równe. Jednak pomimo obecności elementów z powodu przypadkowości i chaosu materiał ma tendencję do wyciekania przez szczelinę w stanie ustalonym z praktycznie stałą prędkością.

Wydaje się, że najbardziej stabilnym ruchem w przepływie losowym jest ruch cząstek < , które poruszają się w warstwie większych, wyprzedzając je w ruchu promieniowym, gdyż nie mają wymuszonego ruchu okrężnego. poślizg spowodowany ściskaniem między dyskami, który występuje w przypadku cząsteczek większych duże. Do obliczenia natężenia przepływu cząstek nieskrępowanych proponuje się założyć, że dolny dysk (rys. 3.10) obraca się z prędkością kątową wokół nieruchoma pionowa oś Z .



Rysunek 3.10 — Aby określić prędkość ruchu cząstki rozdrobnionego produktu
w szczelinach między elementami roboczymi dysków

Na płaszczyźnie dysku ograniczonej szerokością B znajduje się cząstka A gotowego produktu produkt otoczony większymi cząsteczkami B (rys. 3.10b), niezdolny poruszają się w kierunku osi Y, ponieważ są umieszczone pomiędzy górnym i dolnym dyskiem siły T. Aby uprościć dalsze rozumowanie, założmy, że cząstka A jest cząstką sześcienną formę, która ma siłę ciężkości P. Gdy dysk się obraca, cząstka A nabywa ruch promieniowy. W chwili początkowej znajduje się w spoczynku i jest oddalony od środek obrotu O w odległości = $\frac{r}{2}$.

Ruch cząstki można rozłożyć na ruch translacyjny i obrotowy zamiast z dyskiem i względny wzdłuż prostoliniowego kanału utworzonego w kierunku średnicowym przez większe cząsteczki.

Początkowe warunki ruchu względem dysku przy $t = 0$ mają postać:

$$v = 0 \text{ i } \dot{\theta} = 0 \quad (3,70)$$

Rozważmy cząstkę w jej ruchu względnym. Niech będzie w środku aktualna pozycja, określona przez współrzędne.

Do cząstki przyłożone są następujące siły: P - siła grawitacji; 1 - siła tarcia jednej cząstki o drugą cząsteczek; 2 — siła tarcia cząstki na powierzchni dysku; R jest większą reakcją cząstki rozkładającą się na i równoległe do odpowiednich osi (Rys. 3.10b); — siła bezwładności normalna ruchu postępowego (odśrodkowego) nie); — siła bezwładności stycznej ruchu postępowego (obrotowego);
 F_z — Siła bezwładności Coriolisa.

W rozpatrywanym przypadku dysk obraca się ze stałą prędkością kątową ω , przyspieszenie kątowe = 0, ponieważ $\dot{\omega} = 0$. Następnie obrót translacyjny rzeczywiste przyspieszenie = 0, ponieważ zależy od $\omega = 0$:

$$a = 0,$$

Z tego wynika, że $\dot{\omega} = 0$, ponieważ jest ono określone z wyrażenia:

$$134$$

$$= \quad = 0.$$

Przenoszalne przyspieszenie dośrodkowe skierowany wzdłuż osi Y do oś obrotu. Jego projekcja na oś Y wynosi:

$$= \quad^2.$$

Dlatego siła odśrodkowa bezwładności transportu = skierowany wzdłuż osi Y od osi obrotu do zewnętrznego końca dysku (rys. 3.10c):

$$= \quad, \quad (3,71)$$

gdzie jest masa cząstki.

Aby określić kierunek przyspieszenia Coriolisa za pomocą wstępnych obliczeń załóżmy, że względna prędkość cząstki jest skierowana wzdłuż osi Y po prawej (rys. 3.10c). Wówczas przyspieszenie Coriolisa $c = 2$ okazuje się być skierowany równolegle do osi Y w kierunku malejącej współrzędnej. Jego projekcja na osi X jest równe:

$$= 2 \quad \text{grzech}(\quad) = 2 \quad,$$

a to oznacza, że siła bezwładności Coriolisa:

$$z = \quad z$$

skierowany równolegle do osi X w kierunku jej wzrostu (rys. 3.10c).

Jego projekcja na oś X:

$$= 2 \quad. \quad (3,72)$$

Rozważmy siły tarcia cząstki o dolną i boczną ścianę labiryntu, w którym Porusza się jak torus. Gdy cząstka porusza się w kierunku zwiększania Y , siła tarcia 1 pomiędzy dolną podstawą cząstki i materiałem dysku. Ta moc

tarcie jest skierowane w kierunku przeciwnym do prędkości względnej, tj. wzdłuż osi Y w lewo (rys. 3.10c). Wartość bezwzględna siły 1 wynosi:

$$F_1 = \gamma v_1^2 \quad (3,73)$$

Pod wpływem siły bezwładności Coriolisa skierowanej równolegle wzdłuż osi X w kierunku jej wzrostu cząstka naciska prawą krawędzią boczną prawe ściany większych cząstek (licząc w kierunku ruchu cząstek).

W tym przypadku powstaje siła tarcia 2 równa co do wartości:

$$F_2 = \gamma v_2^2 \quad (3,74)$$

Jest on skierowany w kierunku przeciwnym do prędkości względnej, te. wzdłuż osi Y w lewo. Zatem obie siły mają takie same kierunki. Z ze wzorów (3.73) i (3.74) otrzymujemy:

$$F = \gamma v_1^2 + \gamma v_2^2 \quad (3,75)$$

Równanie ruchu względnego punktu materialnego:

$$\ddot{x} = \ddot{x}_1 + \ddot{x}_2 + \ddot{x}_3$$

W naszym przypadku, gdy $\gamma = 0$, przyjmie ono następującą formę:

$$\ddot{x} = \ddot{x}_1 + \ddot{x}_2 + \ddot{x}_3 + \ddot{x}_4 + \ddot{x}_5 + \ddot{x}_6 \quad \text{+ W porządku.} \quad (3,76)$$

W odniesieniu do osi X, Y, Z otrzymujemy:

$$\begin{aligned} \frac{d^2 x}{dt^2} &= + \\ \frac{d^2 y}{dt^2} &= + \\ \left\{ \frac{d^2 z}{dt^2} \right\} &= + \quad 1 + 2 \end{aligned} \quad (3,77)$$

Ponieważ względny ruch cząstki odbywa się wzdłuż osi Y, zatem

$\ddot{y} = 0$. Dlatego i $\frac{\ddot{x}}{2} = \frac{\ddot{z}}{2} = 0$, a równania (3.77) przyjmą postać:

$$\begin{cases} \ddot{x} + \ddot{z} = 0; \\ \frac{\ddot{x}}{2} = \frac{\ddot{z}}{2} - \ddot{y}; \\ \ddot{y} = 0. \end{cases} \quad (3,78)$$

Z pierwszego i trzeciego równania (3.78) otrzymujemy:

$$\begin{cases} \ddot{x} = -\ddot{z} \\ \ddot{y} = 0 \end{cases}; \quad (3,79)$$

Podstawiając wartości (3,79) do drugiego równania (3,78), otrzymujemy:

$$\frac{\ddot{x}}{2} + 2\ddot{y} = \ddot{z}. \quad (3,80)$$

Otrzymuje się liniowe niejednorodne równanie różniczkowe (3.80),

którego ogólne rozwiązanie ma postać:

$$\ddot{x} + 2\ddot{z} = 0, \quad (3,81)$$

gdzie $\ddot{z}$ jest rozwiązaniem szczególnym równania;

$\ddot{x}_1$ — ogólne rozwiązanie odpowiadającego równania jednorodnego

$$\frac{\ddot{x}}{2} + 2\ddot{z} = 0. \quad (3,82)$$

Zapiszmy odpowiednie równanie charakterystyczne związane z równaniem (3.82):

$$\lambda^2 + 2\lambda = 0. \quad (3,83)$$

Pierwiastki równania (3.83) są rzeczywiste i różne.

$$\begin{aligned} & \frac{137}{2} \\ & = \left(1 + \frac{1}{1 + \frac{1}{2}} \right) > 0, \\ \{ 1^2 = \left(1 + \frac{1}{1 + \frac{1}{2}} \right) < 0 \end{aligned} \quad (3,84)$$

zatem ogólne rozwiązanie równania jednorodnego (3.82) jako wynik całkowania przybierze formę:

$$x_1 = c_1 + c_2 x^2, \quad (3,85)$$

gdzie c_1 i c_2 są dowolnymi stałymi.

Pozostaje znaleźć rozwiązanie szczególne równania (3.82). Więc jego prawa strona jest stała, dlatego szukamy rozwiązania szczególnego w postaci stałej $= a$. Przy stałej aby uzyskać konkretne rozwiązanie, skorzystamy z warunku, że:

$$x^2 = \frac{2}{2} = 0.$$

Następnie z pozostałych wyrazów równania (3.82) wynika, że:

$$x^2 = \frac{2}{2}. \quad (3,86)$$

Używając wyników (3,85) i (3,86) we wzorze (3,81), piszemy:

$$x = c_1 + c_2 x^2 + \frac{2}{2}.$$

Aby wyznaczyć stałe całkowania c_1 i c_2 , obliczamy pochodną według czasu t :

$$\dot{x} = c_1 + 2 c_2 x. \quad (3,87)$$

Podstawiając warunki początkowe ruchu $t=0, x=0$ do równania (3.86) i $t=0$ a w równaniu (3.87) otrzymujemy:

$$\begin{aligned} & c_1 + 2 c_2 \frac{2}{2}; \\ \{ c_1 = c_1 + 2 c_2 \end{aligned} \quad (3,88)$$

Rozwiązując układ (3.88) otrzymujemy z pierwszego:

$$\dot{\varphi}_1 = \dot{\varphi}_{11} + \dot{\varphi}_{22} + \dot{\varphi}_1 \frac{2}{2}. \quad (3,89)$$

Zmieńmy znaki drugiego równania (3.88) i dodajmy je do pierwszego przedstawienia. z równości liniowej (3.89):

$$\dot{\varphi}_1 = \dot{\varphi}_{11} - \dot{\varphi}_{22} + \dot{\varphi}_1 \frac{2}{2}.$$

Gdzie:

$$\dot{\varphi}_2 = \frac{1}{1} \left(\frac{2}{2} \right).$$

Podstawiając wartość 2 do drugiego równania (3.86) i (3.87) otrzymujemy żądany wartości współrzędnych i prędkości cząstki jako pierwsza pochodna:

$$= \frac{1}{1} \left(\frac{2}{2} \right) (1) \dot{\varphi}_2 + \frac{2}{2} \quad (3,90)$$

$$= \frac{1}{1} \left(\frac{2}{2} \right) (2) \dot{\varphi}_1. \quad (3,91)$$

Ze wzorów (3.90) i (3.91) wynika, że $\dot{\varphi}_1$ wzrośnie jeśli

- $\frac{2}{2} > 0$, tzn. cząstka nabywa względnego ruchu wzdłuż dysku. W takim razie

- $\frac{2}{2} = 0$, wówczas cząstka będzie w stanie względnego spoczynku. To są ważne wy-

że 1 > 0 , a $2 < 0$. W ten sposób można wybrać wody, które wynikają z faktu, związek pomiędzy rozmiarami ciał roboczych i ich prędkościami kątowymi. Dla podając warunek:

$$- \frac{2}{2} > 0 \quad (3,92)$$

obliczymy niezbędne wartości tabelaryczne częstotliwości obrotów $1 = \frac{30}{\text{niżej}}$

dysk przy $2 = 0,2; 1,0; 10,0$ i skonstruować odpowiednie wykresy funkcji:

139

= (, 2).

Z warunku ograniczonego:

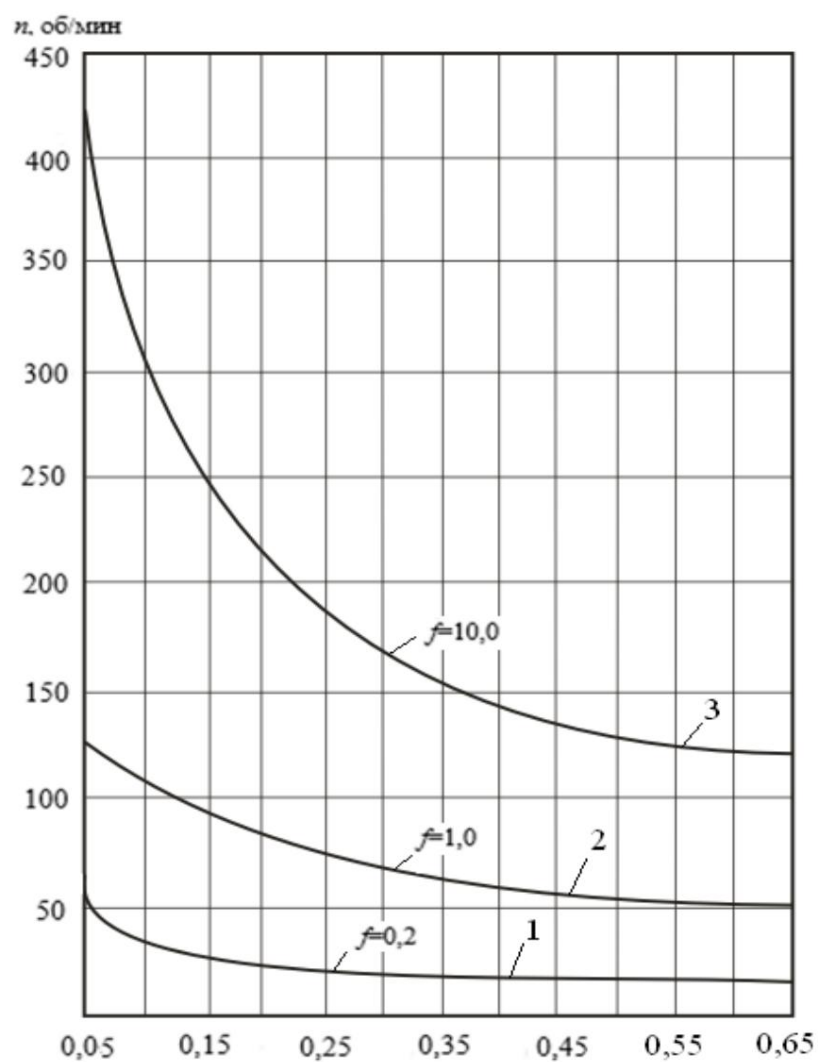
$$= \frac{2}{2} = 0,$$

$$= \frac{\overline{\quad}}{2},$$

$$= \frac{30 \overline{2}}{\quad}.$$

(3,93)

Wyniki obliczeń według (3.93) pokazano na wykresach (rys. 3.11).



Rysunek 3.11 — Zależność częstotliwości obrotów od obliczonych parametrów

Wykresy należy interpretować następująco: częstotliwości obrotów dysku n nie powinno znajdować się poniżej linii wykresu ani się z nimi pokrywać. Przy wyborze prędkości w polu znajdującym się nad krzywą 3 zdolność cząstek do poruszania się wzrasta 50 lub więcej razy w porównaniu do sytuacji, gdyby pole prędkości wybrano powyżej krzywej 1, blisko niej. Współczynniki $2 > 0,2$ $0,4$ nabierają już innego znaczenia i mogą można je uważać za współczynniki przyczepności cząstek.

Krzywe 1, 2, 3 pokazują granice efektywnych częstotliwości obrotów dysków o $2 = 0,2$; $1,0$; odpowiednio $10,0$.

3.3.5 Wyznaczanie obliczonych średnich prędkości cząstki nieumocowanej w

spękanie

Ponieważ czas t w równaniu (3.90) i (3.91) jest trzecią niewiadomą, zatem rozwiązania układu dwóch równań można uzyskać, najpierw rozwiązując równanie (3.90) dla ustalonego $= \frac{1}{2}$. Następnie czas t znaleziony na diagramie metr d_1 podstawiamy do równania (3.91), z którego wyznaczamy prędkość cząstki Wirtualnie. Zatem prędkość cząstki $V_{ra}=0$, gdy $= a$. A gdy $d_1/2 > a$ V_r jest zlokalizowany zgodnie z równaniem (3.91).

Jeżeli przyjmujemy, że:

$$= 0,5, \quad (3,94)$$

wówczas warunek (3.94) jest uzasadniony następującą analizą równania (3.130).

Kiedy $\frac{2}{2}$ praca:

$$\frac{12}{1 \ 2} \left(\frac{2}{2} \right) < 0 \quad (3,95)$$

Dla wygody oznaczając (2.42) przez a' , wzór (3.91) można zapisać następująco: innymi słowy:

$$W_{ae} = \frac{1}{2} \left(\frac{a_1}{a_2} \right)^2 \cdot \quad (3,96)$$

Wyrażenie (3,96) jest funkcją wykładniczą, której postać jest znana.

ściany, a sposób ich budowy opisano w [202]. Na $a/a = 0, \quad 1 \quad 2 \quad 0$ rozważane

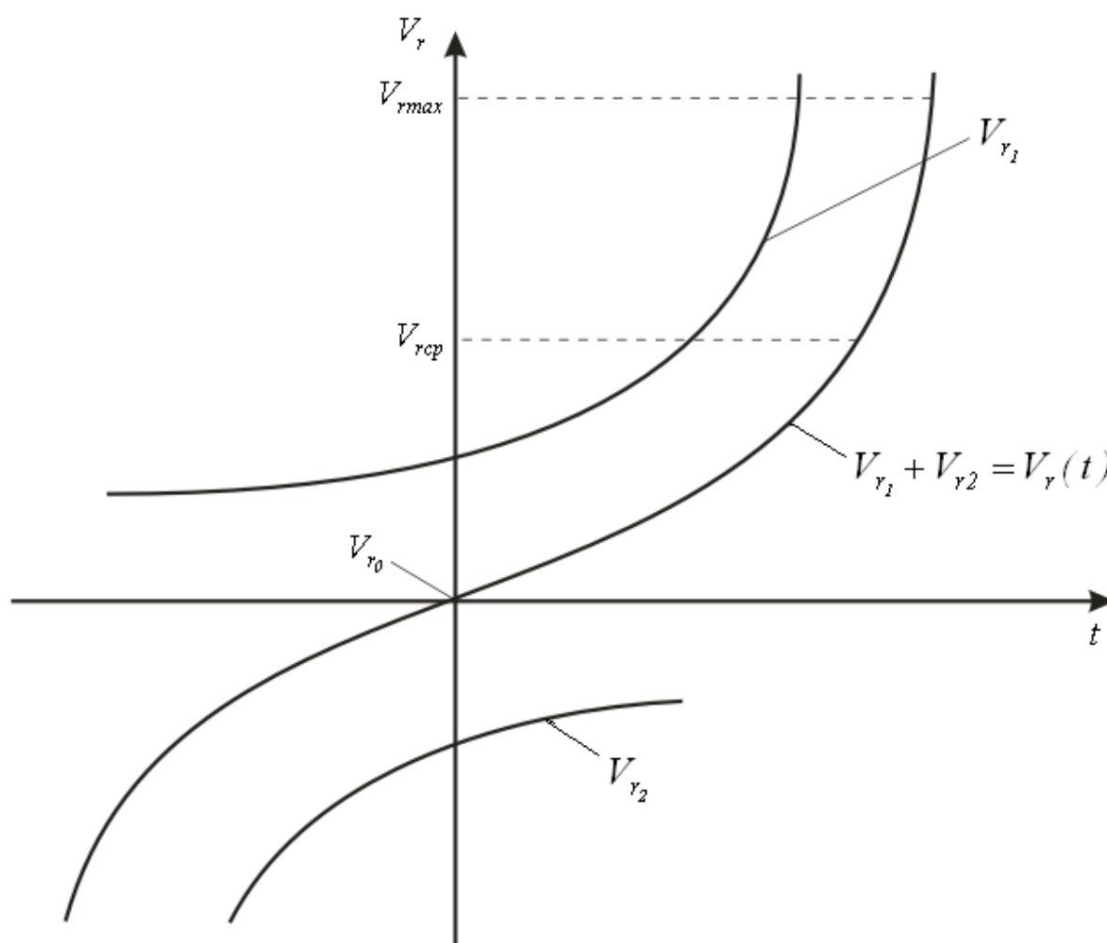
istnieje przypadek, gdy $a = a' / 2 \quad 0 \quad / \quad 0 \quad 0$ i $1 \quad 0$. Funkcja nie ma ekstremum.

mov, rośnie monotonicznie i ma jedno zero w punkcie $t_0=0$. Wykres ma jeden punkt przejściowy.

zginanie w obszarze „-t” i „-y”, co w tym przypadku nie ma sensu. Całkowity

ae jest tworzona jako suma dwóch krzywych uzyskanych w wyniku dodania funkcji cząstkowych $Krzywa \checkmark \quad 1^T$

I $W_{ae} = \frac{1}{2} \cdot \quad 2^T$, co pokazano na rysunku 3.12.



Rysunek 3.12 - Do analizy zależności wykładniczej według wzoru (3.96)

Największe zainteresowanie budzi część funkcji ograniczona przez kwadrant

$V_r = 0$ i $t = 0$. Funkcja ta jest tutaj przybliżana przez linię prostą rozpoczynającą się w

początek układu współrzędnych (rys. 3.12), dlatego w trójkącie ograniczonym $V_{\max}$ jest to możliwe określić średnią prędkość korzystając ze wzoru:

$$V_{\text{rss}} = \frac{V_{\text{maks.}}}{2} = 0,5 V_{\text{R maks.}} \quad (3,97)$$

Opierając się na fakcie, że prędkość będąca przedmiotem zainteresowania nie jest prędkością chwilową, prędkość cząstki w momencie opuszczenia szczeliny i co więcej, nie jest jej prędkością w szerokość przerwy b wynosi $b/2$, a jej średnia prędkość na całej ścieżce od 0 do b jest największa najdokładniej można ją zdefiniować za pomocą najprostszej zależności:

$$V \cdot b \cdot t = 1, \quad (3,98)$$

gdzie czas t jest uzyskiwany ze wzoru (3.92), odpowiednio, po lewej stronie oznaczający:

$$\text{tak } t_{\text{maks.}} = \frac{b}{R_2}, \quad (3,99)$$

po prawej stronie:

$$\frac{1}{1} = \frac{1}{2}; \quad \frac{fg}{2} = \frac{900 \text{ punktów}}{22 N}, \quad (3,100)$$

$$1 \text{ mi } 2 \text{ t1} = 2 \text{ i } T \quad p(t) \quad (3,101)$$

Wtedy będzie sprawiedliwie:

$$\frac{R_2}{R_2} = p(t) \quad (3,102)$$

Rozwiązując (3.101) i (3.102), otrzymujemy żądane t .

3.4 Analiza zniszczenia cząstek gotowego produktu w strefach sektorowych stosunkowo nieswobodny ruch

Należy wyjaśnić, czy prawdopodobieństwo zniszczenia cząstki jest znaczne. jest wykonywane przed przejściem ścieżki S , ponieważ wiadomo, że działa na nią styczna naprężenie powodujące odkształcenie ścinające. Idealnie kulisty kształt W wyniku walcowania cząstka ma bardzo niskie naprężenia ścinające. ściskanie i jest bardziej narażone na zniszczenie przez naprężenia ściskające niż naprężenia sześciennne, dlatego możemy ograniczyć się do rozważań dotyczących cząstki o dokładnie takim kształcie.

Aby uprościć otrzymanie wyniku, rozważmy cząstkę o kwadratowym przekroju poprzecznym. cje z boki $e = n$, który porusza się siłą bezwładności razem z dolnym dyskiem 2 w szczelina szczelinowa, zbiegająca się w kształcie klina pod kątem nachylenia tarczy 1 (rys. 3.13a).

Zaniedbujemy ciężar cząstki. Współczynniki tarcia f_1 pomiędzy tarczami dolnymi bryła i cząstka oraz f_2 pomiędzy górnym dyskiem i cząstką są sobie równe, tj.:

$$f_1 = f_2 = f.$$

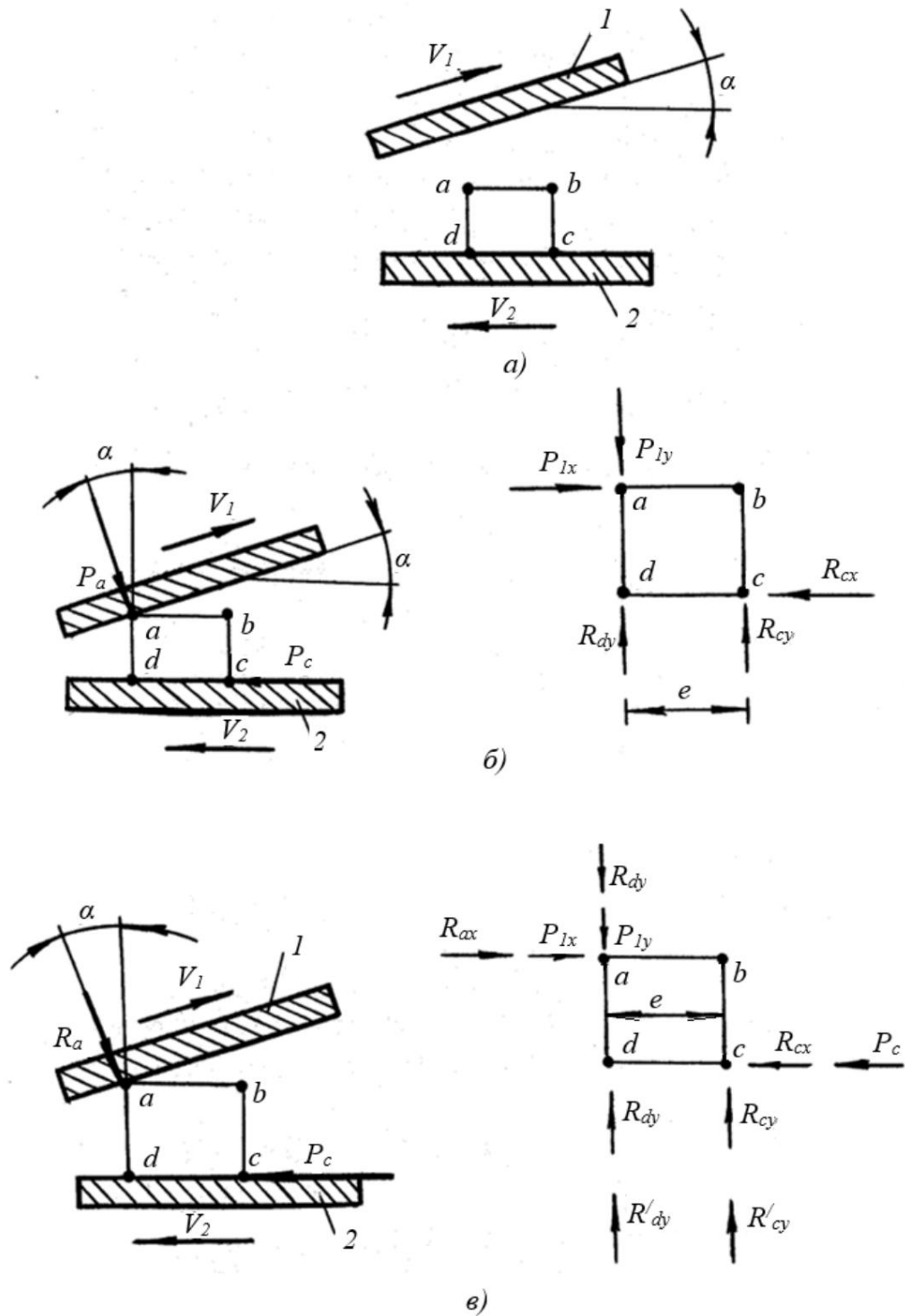
W położeniu „a” (rys. 3.13a) cząstka abcd nie podlega żadnym siłom, więc co może prowadzić do jego deformacji.

W położeniu „b” (rys. 3.13b) w wyniku przeciwnego ruchu tarcz 1 i 2 przy prędkościach V_1 i V_2 cząstka wejdzie w kontakt z dyskiem 1 w punkcie „a”, w wyniku czego co powoduje, że siła czynna P_1 powstaje z dysku 1 pod kątem do pionu. To W tym samym momencie od strony dysku 2 pojawią się reakcje odpowiadające tej sile, Cząstki abcd działające na punkty podparcia c i d .

Określmy te reakcje na podstawie równania statycznego:

$$\begin{cases} \sum M_c = 0; \quad \sum M_d = 0; \quad \sum M_a = 0; \quad \sum M_b = 0; \\ \sum F_x = 0; \quad \sum F_y = 0; \quad \sum F_z = 0; \end{cases} \quad (3.103)$$

Gdzie:



a) cząstki a, b, c, d w stanie naładowanym; b) cząstki a, b, c, d w obciążeniu
stan w chwili zetknięcia się punktu a dysku 1; c) cząstki a, b, c, d w ładunku
stan podczas przechodzenia przez zwężającą się szczelinę

Rysunek 3.13 — Schemat ruchu części sześcienniej w celu określenia rodzaju zniszczenia
odkształcenie

145

$$\sum_{seks} = 1x, \quad (3.104)$$

$$= 1 - 1x, \quad (3.105)$$

$$Z = 1 \text{ raz.} \quad (3.106)$$

W następnej chwili poruszający się dysk 2 wywołuje tarcie pomiędzy trącymi się powierzchniami. powierzchnie w punktach cd siły ścinającej P_c (rys. 3.13c), która wywoła reakcję powierzchnia dysku 1 w punkcie „a”, działająca pod kątem do pionu.

W tym przypadku mamy do czynienia z czterema nieznanymi reakcjami: , , , z . Trzech z nich wyznaczamy z równań statyki i transformacja trygonometryczna.

$$\begin{aligned} &= 0; + = 0 \quad 1x - seks - z = 0; \\ + \quad M_c = 0; &+ z + z \quad , 1 = 0; \\ &+ 1x - z - z = 0; \end{aligned} \quad (3.107)$$

skąd z pierwszego równania:

$$= 1, \quad (3.108)$$

z trzeciego równania:

$$su = 1. \quad (3.109)$$

Drugie równanie układu (3.107) zawiera dwa nieznanne wyrazy

I . Reakcja można znaleźć znając reakcję . Zatem,

= , ale = —, Następnie:

$$\begin{aligned} &= — = — = 1, \\ &= 1. \end{aligned} \quad (3.110)$$

Teraz określimy ostatnią nieznaną reakcję, podstawiając znane reakcje w drugim równaniu układu (3.107):

$$= 1 - 1 = 0, \quad (3.111)$$

Aby sprawdzić stan równowagi i określić związek między siłami ścinanie (wzdłuż osi x) i ściskanie (wzdłuż osi y), całkowita siła ściskająca drugiego dysku wynosi:

$$= + \frac{1}{2} \left(\frac{1}{z} + \frac{1}{z} \right) = \frac{1}{z} \quad (3.112)$$

Sprawdźmy warunek równowagi korzystając z wyniku (3.112):

$$+ 1 = 1 + 1, \\ = 1,$$

co spełnia warunek wzoru (3.110).

Określmy całkowitą siłę ścinającą działającą w płaszczyźnie dysku:

$$T = \tau_{\text{seks}} + \tau_z = 1x + \tau_z. \quad (3.113)$$

Siłę ścinającą c można wyznaczyć z warunku:

$$z = 1, \quad (3.114)$$

wówczas wzór (3.113) przyjmie postać:

$$T = \frac{1}{x} + 1 \quad (3,115)$$

Sprawdźmy:

$$T = + \frac{1}{1x} = 1 + \frac{1}{1x},$$

co spełnia warunek $T = T1$.

Aby przeanalizować możliwość przewagi jednego lub drugiego rodzaju deformacji przy zniszczeniu cząstki abcd zapisujemy stosunek siły ściskającej N do siły ścinającej siły T :

$$\begin{aligned} &= \frac{1}{1x + 1} \frac{(1 + \frac{1}{1x})}{1} = \frac{1}{1} \frac{(1 + \frac{1}{1x})}{(1 + \frac{1}{1x})} = \frac{1 + \frac{1}{1x}}{1 + \frac{1}{1x}} = \\ &= \frac{1 + \frac{1}{1x}}{1 + \frac{1}{1x}} = \frac{1 + \frac{1}{1x}}{1 + \frac{1}{1x}} = \frac{1 + \frac{1}{1x}}{1 + \frac{1}{1x}} = 1, \end{aligned}$$

te.

$$= \frac{1}{1}$$

Lub

$$= \frac{1}{1}. \quad (3,116)$$

Analiza pokazuje, że kąt ten nie może w praktyce przekraczać $0,5^\circ$, ale najczęściej nie przekracza $0,15^\circ$. Jeśli akceptujesz zmianę $0,05^\circ$ $0,5^\circ$, następnie wartość będzie się wahać w następującym zakresie:

$$= 0,008727 \div 0,000872.$$

Następnie:

$$= \frac{1}{1} = 114,6 \div 11147,0.$$

Z literatury przedmiotu [202, 209, 210] wiadomo, że zniszczenie materiału rzeczywiste odkształcenia ścinające są możliwe, jeżeli stosunek:

$$\frac{\sigma}{\sigma_{cp}} = \frac{\sigma}{\sigma_{cp}} = 1 \div 5,$$

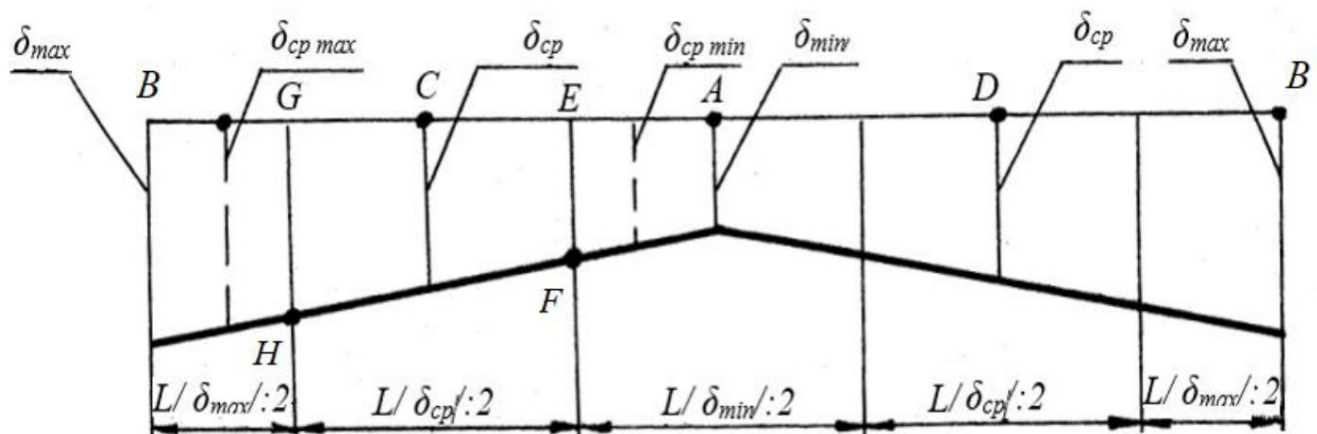
ponieważ naprężenie ścinające = $0,2 \div 1,0$.

Uzyskany parametr jest znacznie większy 1, a zatem prawdopodobieństwo jest niskie,

tak, że cząstka nie uległaby zniszczeniu w żaden inny sposób niż poprzez kompresję.

Na podstawie rysunku 3.8 i 3.14 określono przerwę cp :

$$cp = \frac{\sigma_{cp} + \sigma_{min}}{2}.$$



Rysunek 3.14 — Powiększony widok szczeliny między elementami roboczymi tarcz

Zagłuszanie cząstek rozpoczyna się w momencie wejścia w strefę cp na linii GH, a cząstki cp na linii EF, tj.

$$N = \text{dla cząstek } cp,$$

$$N = \text{dla cząstek } cp.$$

Użyjmy wartości średniej:

$$ncr = \frac{GH-EF}{2},$$

$$GH = \frac{sr+}{2} = \frac{\frac{+}{2}}{2} = \frac{3}{4}, \quad (3.117)$$

$$EF = \frac{\frac{+}{2}}{2} = \frac{\frac{+}{2}}{2} = \frac{3}{4}.$$

Podstawiając wartości GH i EF (3,117) otrzymujemy:

$$ncr = \frac{\frac{3}{4} - \frac{3}{4}}{2} = \frac{+}{2} =$$

Następnie:

$$= \frac{(\frac{+}{4} - \frac{+}{2})}{(1+2)} = \frac{(1+2)}{2}. \quad (3.118)$$

3.5 Prędkość względnie swobodnego ruchu cząstek

Ponieważ znana jest ścieżka cząstki poddawanej ponownemu szlifowaniu, możliwe jest ustalenie zmienić czas, w jakim cząstka przebędzie tę odległość i ulegnie rozpadowi.

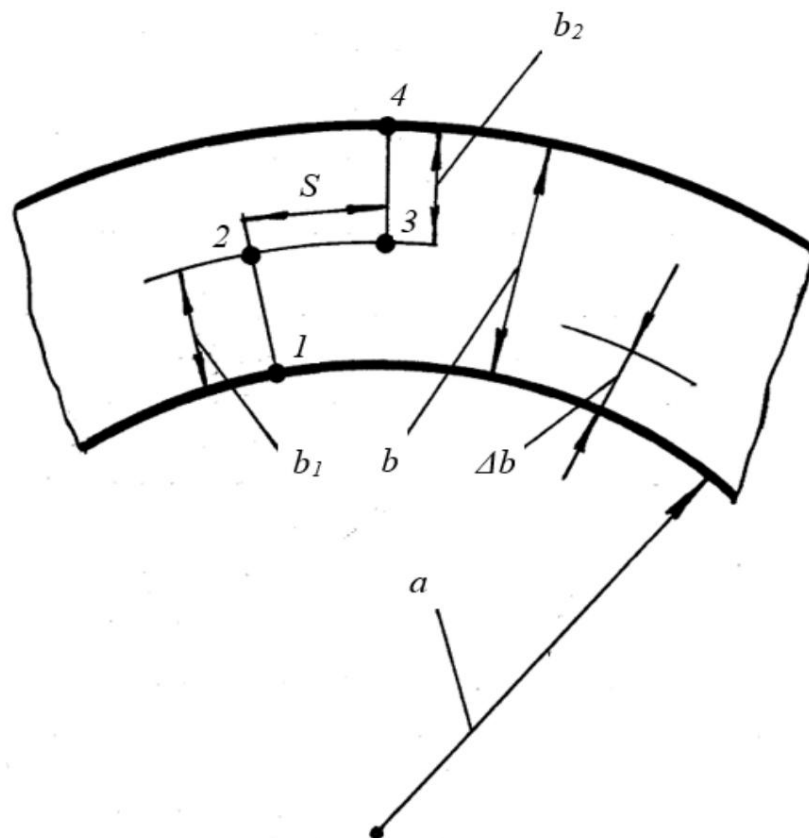
Czas w sekundach potrzebny do przeprowadzenia procesu niszczenia:

$$= \frac{30}{(1+2)} = \frac{(\frac{+}{7,5} - \frac{+}{2})}{((1+2) - 1)} = \frac{(1+2)}{2}. \quad (3.119)$$

Aby określić prędkość, prześledzimy trajektorię cząstki wchodzącej do środka do ponownego szlifowania.

Rysunek 3.15 przedstawia sektor dolnego dysku o promieniu wewnętrznym a i szerokość szczeliny b. Cząstka porusza się promieniowo z punktu 1 do punktu 2, przechodząc przez ścieżkę b1, a po wejściu do strefy szlifowania jest wciągany przez tarcze do stożka szczeliny i przechodzi

ścieżka S wzdłuż okręgu o promieniu $a+b$. Następnie po zniszczeniu mniejsze części cząstki poruszają się ścieżką b_2 wzdłuż promienia od punktu 3 do punktu 4, wypływając ze szczeliny Zora. W tym przypadku nie jest konieczne uwzględnianie położenia cząstki na całej długości frontu ruchu. pozycję, ale tylko jej średnią pozycję, ponieważ charakteryzuje ona z jednej strony, średnie natężenie przepływu, a z drugiej strony średnia wartość parametru.



b_1 — ścieżka do szczypania; S jest ścieżką procesu zniszczenia; b — ścieżka po szlifowanie

Rysunek 3.15 — Schemat ruchu cząstek w strefie ściśniętej

Zapiszmy warunek dla:

$$= \frac{1}{2} + \frac{1}{2} = + \frac{1}{2},$$

$$= + \frac{1}{2} = + \frac{1+2}{2}.$$

(3,120)

Sprawdźmy, czy to możliwe Podstawa za pomocą wzoru (3.120) scharakteryzuj pozycję osoby zderzenia cząstki o szerokości Podstawa ze zmianą 0.

Z rysunku 3.15 wynika, że:

$$\lim_{\substack{\text{limonka} \\ 2 \rightarrow 0}} \frac{1}{2} = \frac{0}{1} \quad (3.121)$$

Zapiszmy granice, do których zmierzają podane parametry:

$$\begin{cases} \lim_{\substack{\text{limonka} \\ 2 \rightarrow 0}} \frac{1}{2} = \\ \lim_{\substack{\text{limonka} \\ 1 \rightarrow 0}} \frac{2}{1} = 0 \end{cases} \quad (3.122)$$

Wynika to z warunku (3.119):

$$\begin{cases} \lim_{\substack{\text{limonka} \\ 2 \rightarrow 0}} \frac{1}{2} = 0 \\ \lim_{\substack{\text{limonka} \\ 1 \rightarrow 0}} \frac{2}{1} = \end{cases} \quad (3.123)$$

Układy graniczne (3.122) i (3.123) odzwierciedlają problemy wartości brzegowych przy określaniu parametry. Zapiszmy układ granic odzwierciedlający wszelkie wartości pośrednie.

Wariant położenia cząstki w szczelinie:

$$\begin{cases} \lim_{\substack{\text{limonka} \\ 2 \rightarrow ()}} \frac{1}{2} = \\ \lim_{\substack{\text{limonka} \\ 1 \rightarrow 1}} \frac{2}{1} = \end{cases} \quad (3.124)$$

Podstawmy każdy z układów do wzoru (3.120) w odpowiedniej kolejności.

sekwencje:

$$\lim_{\substack{\text{Podstawa} \\ 2 \rightarrow 0}} \frac{1 + 2}{2} = + \frac{+0}{2} = + \frac{1}{2};$$

$$\lim_{\substack{\text{Podstawa} \\ 2 \rightarrow 0}} \frac{+}{2} = + \frac{1}{2};$$

$$\lim_{\substack{\text{Podstawa} \\ 2 \rightarrow 0}} \frac{+}{2} = + \frac{1}{2}. \quad (3.125)$$

Układ (3.125) pokazuje, że hipoteza o średnim położeniu cząstki „fabryka.” Tak więc ścieżka cząstki podczas ponownego szlifowania:

$$D_0 = l_1 + l_2. \quad (3,126)$$

Promień, w którym wyznaczana jest ścieżka S:

$$r = \frac{l_1}{2} + \frac{l_2}{2}. \quad (3,127)$$

Ścieżka cząsteczki D_0 , brany pod uwagę tylko w kierunku wyjścia z luki, składa się z sekcji b_1 i b_2 , zatem:

$$D_0 = l_1 + l_2. \quad (3,128)$$

Średnia prędkość ruchu przemiału i procesu opóźnionego szybkość ponownego rozdrabniania cząstek można określić na podstawie warunku:

$$v = \frac{D_0}{t_1 + t_2}; \quad (3,129)$$

gdzie t_1 — czas potrzebny rozdrobnionej cząstce na przebycie tej odległości,

t_2 — to samo, pokonanie ścieżki opóźnionej cząstki.

Dla t_1 czasu t_1 wyznacza się z zależności:

$$t_1 = \frac{l_1}{v} + \frac{l_2}{v} = \frac{1}{v} \left(l_1 + l_2 \right) = \frac{1}{v} \left(l_1 + l_2 \right) + \frac{l_2}{v}, \quad (3,130)$$

i odpowiednio dla t_2 razy 2 :

$$t_2 = \frac{l_1}{v} + \frac{l_2}{v} = \frac{1}{v} \left(l_1 + l_2 \right) = \frac{1}{v} \left(l_1 + l_2 \right) + \frac{l_2}{v}. \quad (3,131)$$

Czas t_1 według równania (3.130) uzyskuje się poprzez rozwiązanie następującego równania przestępnego: równanie dent przez analogię z (3.101) i (3.102):

153

$${}_1[(\dots)] = \frac{2+}{(2 \dots)} \quad (3.132)$$

Czas określa się za pomocą (3.131) poprzez rozwiązanie równania (3.132):

$${}_2[(\dots)] = \frac{2+}{(2+0,5 \dots)} \quad (3.133)$$

3.6 Opracowanie algorytmu obliczania wydajności przepustowości właściwości szczeliny

W formie roboczej wzór będzie zapisany następująco:

$$= (\dots + \dots) c) \frac{N}{\dots}, \text{ ton/godz.} \quad (3.134)$$

$$= 3600 \dots^2 \dots, \text{ t/m} \quad (3.135)$$

P to całkowite prawdopodobieństwo przedostania się cząstek do szczeliny, określone z uwzględnieniem wzory (3.130) i (3.131):

$$= {}_1 {}_2 (\dots) (\dots), \quad (3.136)$$

gdzie czas jest określony z równania (3.136)

$${}_1 = \frac{1}{\dots} (2 - \frac{2}{2}) (\dots) + \frac{2}{2}, \quad (3.137)$$

Gdzie $\dots$, $\dots$, $[(\dots)]$ wyznacza się odpowiednio ze wzorów (3.100), (3.101), (3.102). Znaleźć $\dots$ korzystamy z tabeli (3.5) [211].

Tabela 3.5 Tabela współrzędnych do wyboru ε_1 i ε_2 do wykorzystania w wzór (3.104)

Szacowany oznaczający	$= \frac{(1 + 2)(2 +)}{30}$	$s = \frac{(1 + 2)}{60}$	Obliczenie- NIE oznaczający
0,25	Rzeczywiste wartości		
	$= \frac{(1 + 2)(2 +)}{15}$	$z_1 = \frac{(1 + 2)}{30}$	$z_1 = 1 - \frac{1 + 2}{30}$
$\frac{1}{2} > \frac{1}{4}$	$= \frac{1}{2} = (2 +)$	$z_2 = \frac{1}{2}$	$z_2 = \frac{1}{2}$
$\frac{3}{4} > \frac{1}{2}$	$= \frac{(1 + 2)(2 +)}{30}$	$z_3 = \frac{(1 + 2)}{60}$	$z_3 = 1 - \frac{1 + 2}{60}$
$> \frac{3}{4}$	$= 1,5 (2 +)$	$z_4 = \frac{3}{4}$	$z_4 = \frac{1}{4}$

$$s = 1, \quad (3,138)$$

$$s_1 = \frac{1}{1 + 2 + 3}, \quad (3,139)$$

K_k jest współczynnikiem projektowym komory krusząco-mielącej urządzenia roboczego
jaki organ; $K_k=1,0; 1,6; 4,0$;

K_n jest współczynnikiem nierównomiernego obciążenia materiału początkowego;
 $K_n=0,8$;

K_b to współczynnik uwzględniający spadek produktywności wraz ze wzrostem
parametr b .

Współczynnik " uzyskane poprzez transformację danych (rys. 3.13) do postaci bezwymiarowej
podana wartość w następujący sposób:

$$w = \frac{1}{3^{2,265}}; \quad (3,140)$$

54,75

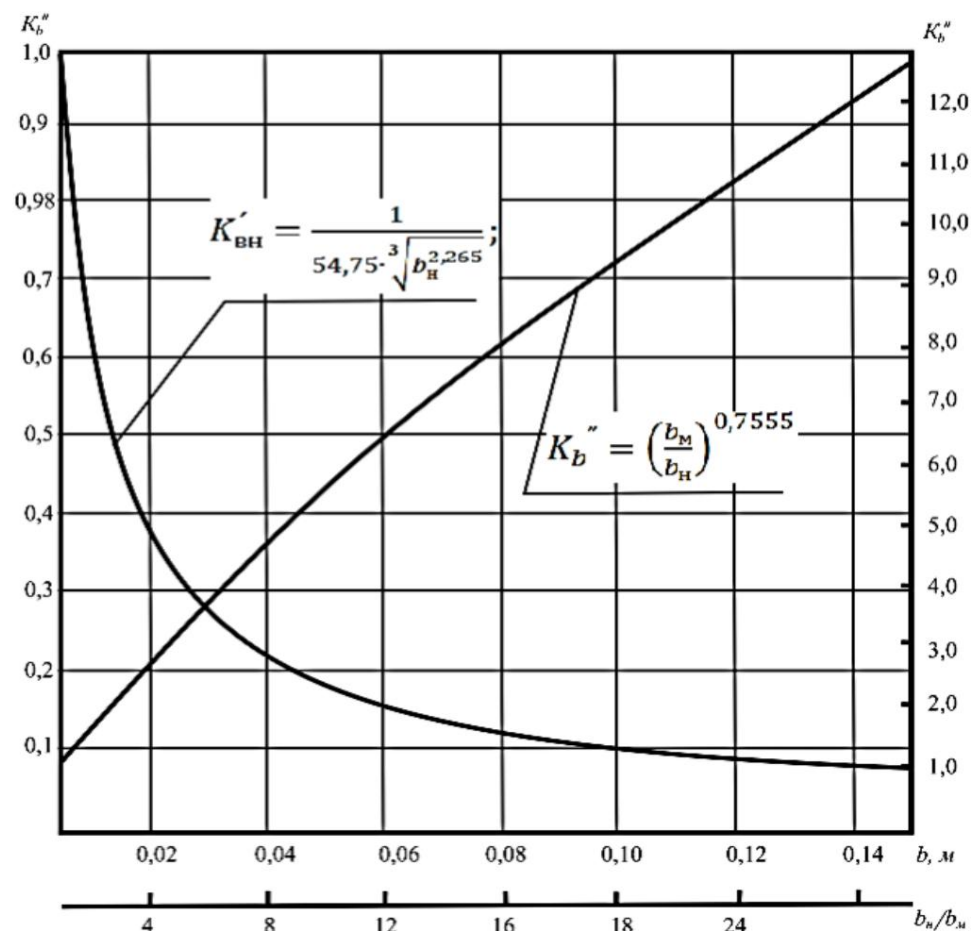
155

$$\frac{K'}{K_B} = \frac{1}{54,75 \cdot \sqrt[3]{b_H^{2,265}}}; \quad (3,141)$$

$$K' = \frac{w}{\dots} = (\bar{m}_N)^{0,7555}; \quad (3,142)$$

$$K' = \frac{1}{\dots} = (\bar{m}_N)^{0,7555}. \quad (3,143)$$

Eksperymenty przeprowadzone na modelach DIM wykazały, że ma on charakter liniowy
 zależność od b , ale jest zasadniczo nieliniowy, dlatego w odpowiadającym mu
 we wzorach, w których występuje ten współczynnik modelowania, konieczne jest uwzględnienie
 aby obliczyć bezwymiarową zależność funkcyjną $K' = (\bar{m}_N)^{0,7555}$, przedstawił-
 funkcja pokazana na rysunku 3.16 i uzyskana z wykresu $K' = (\bar{m}_N)^{0,7555}$, mając
 wymiar w postaci wielkości niewymiernej.



Rysunek 3.16 — Zależność współczynników do modelowania szerokości szczeliny
 K', K'' ze zmiany szerokości szczeliny b

Wnioski dla rozdziału 3

1. Ustalono, że w celu zapewnienia DIM działania skojarzonego ustalenie racjonalnej równowagi podprocesów załadunku, rozładunku i fragmentacji materiały osobiste konieczne jest, aby wydajność układu zasilania była materiał wsadowy nie przekraczał pojemności urządzenia rozładowniczego.
2. Zdefiniowano zależności do obliczania urządzeń obciążających, pozwalające na podstawie znanych charakterystyk kruszarki i materiału źródłowego określić podstawowe parametry instalacyjne układu zasilania, producenta- wydajność, optymalna prędkość i wymiary całkowite przenośnika załadowniczego, który stanowi teoretyczną podstawę inżynierijską do projektowania DIM.
3. Analitycznie ustalono, że w celu obniżenia kosztów energii podczas rozproszenia, Podczas opracowywania należy uwzględnić prędkość i trajektorię dostarczania surowca do przestrzeni roboczej DIM. być dopasowana do prędkości obrotowej dysku.
4. Ustalono, że w przypadku zderzenia bocznego z ciałami roboczymi warunki Zniszczenie wskutek uderzenia zależy w większym stopniu od częstotliwości obrotów jednostki roboczej Ganov, niż z siły tarcia, ponieważ siła tarcia nie jest stała i jest znacząca zmniejsza się przy dużych prędkościach ruchu materiału.
5. Ujawniono, że jednym z głównych wskaźników poziomu technicznego młyna jest najważniejsza jest ich produktywność (teoretyczna i rzeczywista), która może działać w 3 rolach: konstruktywno-teoretycznej; techniczne i operacyjne o wartościach liczbowych, które znacząco się od siebie różnią. Ponieważ teoretyczna wydajność jest wartością obliczoną ze względu na duże trudności w określeniu względnej prędkości wypływu cząstek gotowego produktu od szczeliny szczelinowej, mogą występować znaczne odchylenia z obliczonych wyników. Przy określaniu parametrów technicznych W rzeczywistości nie zawsze jest możliwe uwzględnienie wszystkich istotnych czynników, co utrudnia uzyskanie dokładne ilości. Najbardziej dokładne wyniki można uzyskać eksperymentalnie. poprzez pomiar wydajności operacyjnej, ale zależy to od właściwości przetwarzanych materiałów, a zatem dla każdego z nich będzie

różnić się. Zdolność łącznego oddziaływania DIM na materiał

Materiał jest kumulatywną cechą produktywności procesów

załadunku materiału źródłowego, wymuszonego mielenia wewnątrzkomorowego i

wypuszczenie gotowego produktu, gdy każdy kolejny musi mieć taki sam rozmiar

nie mniej niż poprzednio, aby zapobiec zakleszczaniu się części roboczych maszyny.

Szczególne rozwiązania dla wydajności przepustowości w ogólności,

ze względu na znaczne pobicie szczeliny, biorąc pod uwagę efekt zmniejszenia gęstości

cząstek na jednostkę powierzchni od środka do obwodu dysku, przy zachowaniu właściwej wysokości

kąt stożkowy między dyskami pokazuje, że obciążenie objętości jest równomierne

Zapewniona jest objętość gotowego produktu w szczelinie szczelinowej.

6. Udowodniono, że w objętości roboczej szczeliny następuje złożony ruch cząstek.

cząstki, których trajektorie są losowe, dlatego (szczególnie w ruchu)

warstwy materiału) analityczne określenie szybkości przepływu gotowego produktu

Wyjęcie produktu ze szczeliny jest trudne i może nie odpowiadać rzeczywistym warunkom. Cha-

cząstki większe od minimalnego i średniego odstępu podczas ponownego szlifowania są praktycznie

nie mają praktycznie żadnego przemieszczenia promieniowego i obracają się ze stałym promieniem,

mający jedynie względny ruch kołowy i translacyjny lub wyłącznie ruch translacyjny

w przypadku gdy siły tarcia cząstki pomiędzy górnym i dolnym dyskiem są równe.

W tym przypadku w stanie ustalonym produkt gotowy jest usuwany praktycznie bez

stała prędkość. Najbardziej stabilną rzeczą w losowym przepływie jest ruch

cząstki o rozmiarze szczeliny większym od minimalnego, które poruszają się w

warstwę większych, wyprzedzając je w ruchu względnym promieniowym, ponieważ nie

wymusiły poślizgi kołowe z powodu ściskania między dyskami

kami, które występuje w przypadku większych cząsteczek.

7. Określono granice efektywnych częstotliwości obrotów dysków przekraczających

co zwiększa zdolność cząsteczek do poruszania się 50 lub więcej razy. Obliczony

średnia prędkość ruchu cząstek niewiązanych w szczelinie szczelinowej w zależności od

w zależności od jego rozmiaru i szerokości szczeliny, co pozwala oszacować przepustowość

Aktywność DIM.

8. Jeżeli istnieje niewielka różnica między wartościami minimalną i maksymalną odstęp między dyskami (do 0,2 mm) błąd prawdopodobieństwa dostania się do niego cząstek wynosi 4,5%, ale następnie wzrasta i nie uwzględnia różnicy przerwa nie jest już możliwa. Dlatego w przypadku dużych zmian odstępu konieczne jest zastosowanie zależności obliczeniowych uwzględniających średnie wartości rozmiarów chipów lei. Zmniejszona wydajność przy zwiększonej szerokości szczeliny proporcjonalna do wysokości wystających elementów wewnętrznych dysku.