

Józef CZEPIEL

ZALEŻNOŚĆ WYDAJNOŚCI MŁYNA PIERŚCIENIOWO-KULOWEGO OD PRĘDKOŚCI OBROTOWEJ UKŁADU MIELĄCEGO - MODEL TEORETYCZNY

Streszczenie. W pracy przedstawiono teoretyczny model układu mielącego młyna pierścieniowo-kulowego, służący do obliczeń wpływu prędkości obrotowej pierścienia miażdżącego oraz wybranych cech geometrycznych układu mielącego na wydajność młyna. Opisano przyjęty model fizyczny młyna, podano założenia upraszczające i ważniejsze równania ruchu mieliwa w układzie mielącym. Dokonano weryfikacji wyników teoretycznych wpływu prędkości kątowej pierścienia miażdżącego na wydajność, biorąc za podstawę wyniki badań eksperymentalnych młyna doświadczalnego z 10- i 14 kulowym układem mielącym o tej samej w każdym przypadku średnicy zewnętrznej.

A THEORETICAL MODEL OF THE INFLUENCE OF THE ROTATIONAL SPEED OF GRINDING SYSTEM ON MILL'S THROUGHPUT

Summary. In the paper a theoretical model of grinding system of the ball-ring mill used to calculate the influence of rotational speed of race ring and chosen geometric parameters of the grinding system on mill's total throughput has been presented. A proposed physical model of the mill has been described, simplified assumptions and the most important equations describing coal movements in the grinding system has been presented too. Theoretical results of the influence of the angular velocity of the race ring on mill's throughput has been revised taking as a basis results from experimental mill with 10 and 14 balls in grinding system which had in each case the same outside diameter.

БЗАИМОЗАВИСИМОСТЬ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КОЛЬЦЕВО-ПАРОВОЙ МЕЛЬНИЦЫ И УГЛОВОЙ СКОРОТИ КОЛЬЦА – ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ МОДЕЛЬ

Резюме. В докладе представлено теоретический модель процесса измельчения в кольцево – паровой мельницы. Модель может быть полезный для анализа взаимозависимости между угловой скорости колца мельницы, его геометрическими факторами а производительности.

Представлено принятый физический модель мельницы, упрощения, существенные уравнения движения угля в размольной системе. Экспериментальные результат полученные лабораторной мельницей с десатипаровой и четырнадцатипаровой цистемой измельчения хорошо совпадают с результатами вычислений.

1. WSTĘP

Powszechnie stosowanym w krajowych elektrowniach rodzajem młynów służących do miażdżenia węgla kamiennego są młyny miażdżące pierścieniowo-kulowe i w dalszej kolejności młyny misowo-rolkowe. Istniejąca tendencja do spalania coraz gorszych gatunków węgla [8] (maleje wartość opałowa, rośnie zawartość balastu) stwarza potrzebę poszukiwania metod zwiększenia efektywności procesu miażdżenia węgla w układzie mielącym. Uzyskaną w ten sposób rezerwę można by wykorzystać bądź do poprawienia jakości produkowanego pyłu, bądź do zwiększenia maksymalnej wydajności młyna. Liczba i stopień złożoności procesów zachodzących w młynie (rozdrabnianie, suszenie, odsiewanie i transport) i ich wzajemne powiązanie nie pozwoliły do tej pory na zabudowanie odpowiedniej teorii młynów. W związku z tym nie jest możliwe szersze posługiwanie się analizą teoretyczną w ulepszaniu ich konstrukcji. Postęp w tej dziedzinie tworzy się głównie na podstawie doświadczenia konstrukcyjno-eksploatacyjnego i badań eksperymentalnych. Teoretyczny model pracy całego młyna (albo przynajmniej najważniejszych procesów w nim zachodzących) mógłby służyć do przeprowadzenia analizy (np. numerycznej) wybranych zagadnień i ustalenia na jej podstawie teoretycznie

obiecujących kierunków rozwoju i modernizacji młynów, obniżając stopień ryzyka przy podejmowaniu eksperymentów w skali przemysłowej (jak również i laboratoryjnej).

W niniejszej pracy opisano podjętą przez autora próbę zbudowania modelu teoretycznego, który ujmuje wpływ prędkości obrotowej i wybranych cech geometrycznych pierścieniowo-kulowego układu mielącego na jego wydajność maksymalną. Potrzebne do modelu współczynniki empiryczne, tj. współczynnik tarcia węgla o stal, współczynniki tarcia wewnętrznego dla węgla wyznaczono laboratoryjnie [12] dla węgla stosowanego w badaniach młyna doświadczalnego. Główna koncepcja weryfikacji opracowanego modelu teoretycznego polega na porównaniu wyników uzyskanych z obliczeń numerycznych z wynikami prowadzonych w Instytucie badań [7, 11, 13] wentylowanego młyna doświadczalnego o skali półtechnicznej. Do porównań wykorzystano wyniki uzyskane dla 2 układów mielących o różnej liczbie i średnicy kul (14 kul $\varnothing 76$, 10 kul $\varnothing 100$ mm, lecz stałej w każdym przypadku średnicy zewnętrznej, tego samego odsiewacza pracującego przy stałych nastawach organów regulacyjnych i węgla kamiennego klasy ziarnowej 0-7,5 mm, pochodzącego z Kopalni "Zabrze Makoszowy". Pełne porównanie modelu teoretycznego z obiektem przemysłowym aktualnie nie jest możliwe z uwagi na brak odpowiednich badań.

2. OPIS WAŻNIEJSZYCH ELEMENTÓW MODELU, PRZYJĘTE UPROSZCZENIA

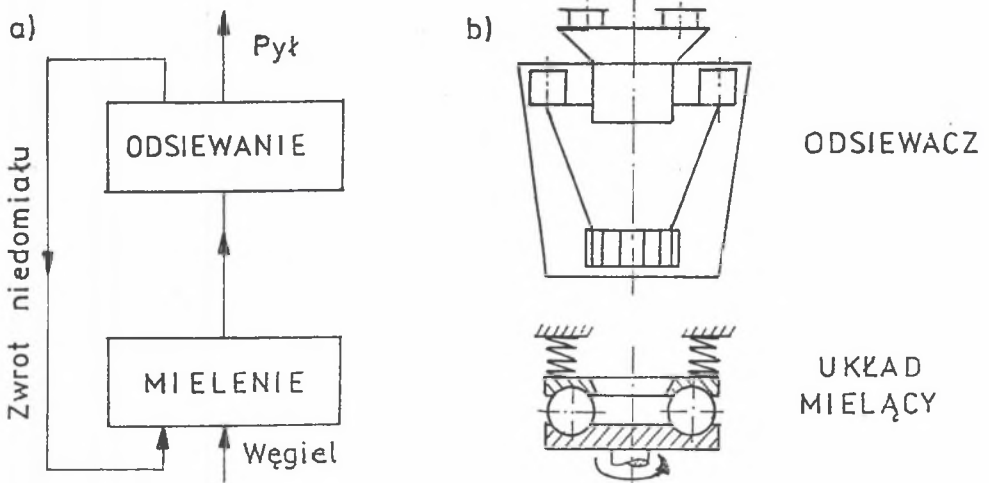
Zakładając, że instalacja podgrzewu powietrza do młynów nie stwarza ograniczeń dla procesu suszenia a zastosowane rozwiązanie konstrukcyjne odsiewacza gwarantuje poprawną jego pracę, tj. przepuszczanie do przewodów pyłowych jedynie cząstek dostatecznie zmielonych i niezwracanie takich cząstek do powtórnego mielenia, można uznać, że o osiągnięciach młyna decyduje układ mielący. Na rys.1a) przedstawiono schematycznie dwa główne procesy zachodzące w młynie a na rys.1b) - części młyna, które je realizują. Rozumując w ten sposób można wyeliminować z dalszych rozważań odsiewacz a zająć się szczegółowo samym układem mielącym, tj. wpływem cech geometrycznych (stołu i bieżni) i parametrów pracy (prędkość obrotowa, nacisk na mieloną warstwę) na jego wydajność.

Rozpatrując pracę układu mielącego w kierunku obwodowym - rys.2, można przy założeniu równomiernego rozłożenia mieliwa na całej długości wyżłobienia (jak to sugeruje [1]) napisać ogólny wzór na jego wydajność w następującej postaci:

$$B = 1 \text{ fw } V_m \text{ zk } \rho_w \Delta R_x, \quad (1)$$

gdzie:

- l - długość łuku bieżni,
- fw - grubość warstwy węgla pod kulami,
- Vm - średnia prędkość mielenia,
- zk - liczba kul w układzie mielącym,
- ρ_w - gęstość warstwy węgla pod kulą,
- ΔR_x - efekt rozdrabniania w zmiażdżonej części warstwy (masowy udział cząstek, które ulegały wymaganemu rozdrobnieniu w wyniku przejścia kuli po warstwie mieliwa).



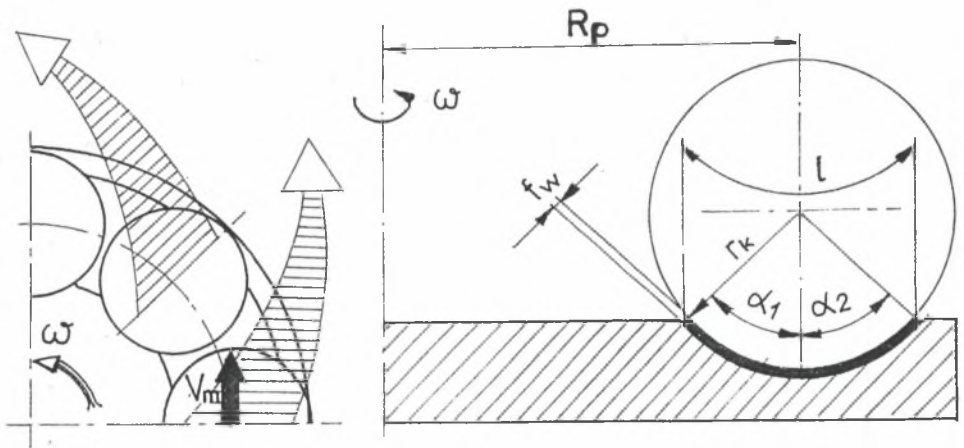
Rys.1 Schemat głównych procesów w młynie pierścieniowo-kulowym

Fig.1. The principal ball-race mill's processes

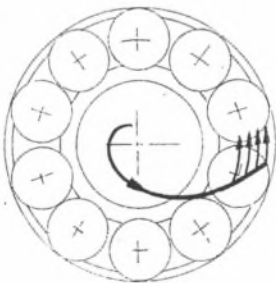
Wstępne badania [7] wykazały, że przy stosowaniu jednakowych obliczeniowych nacisków kul na warstwę i tej samej prędkości obrotowej (układów o stałej w każdym przypadku średnicy) wydajność 7 kulowego układu mielącego jest wyraźnie wyższa od wydajności układu 10 kulowego. Czy na podstawie wzoru (1) i istniejących danych literaturowych uzyskuje się tę samą relację? Przyjmując: $1 = \pi dk/4$ (dk - średnica kuli, $\alpha_1 = \alpha_2 = 45^\circ$ - wewnętrzny i zewnętrzny kąt opasania kul układów doświadczalnych); $fw = c dk$ [1], gdzie c - stała (oznacza to, że grubość warstwy jest proporcjonalna do średnicy kuli); $V_m = 0,5 \omega R_p$ [1] (ω - prędkość kątowa stołu, R_p - promień podziałowy bieżni), $\rho_w \Delta R_x = \text{idem}$ (na podstawie przeprowadzonych przez autora badań quasi-statycznego miażdżenia warstwy węgla [12] stwierdzono, że przy

odpowiednio grubych warstwach oraz jednakowych naciskach jednostkowych na warstwę taka zależność jest słuszna) i wyliczając stosunek wydajności 7-kulowego (indeks 7) układu mielącego do wydajności układu 10-kulowego (indeks 10) otrzymuje się:

$$\frac{B7}{B10} = \frac{dk7^2 R_{p7} z_{k7}}{dk10^2 R_{p10} z_{k10}} \quad (2)$$



Rys.2. Schemat układ mielącego pierścieniowo-kulowego
Fig.2. Scheme of the ball-race mill grinding system

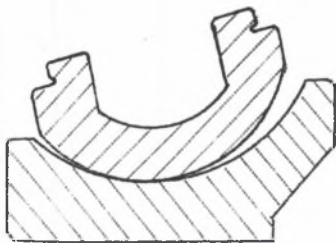


Rys.3. Trajektoria ruchu cząstek węgla
Fig.3. Trajectory of the coal particles

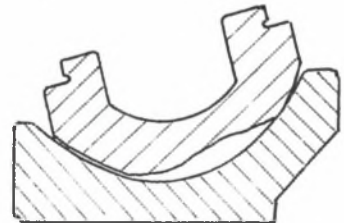


Rys.4. Przykład wytarcia bieżni młyna doświadczalnego
Fig.4. Example of the erosion of ball-race in the laboratory-size mill

Podstawiając do wzoru (2) dane liczbowe, odpowiednio dla 10 i 7 kulowego doświadczalnego układu mielącego, otrzyma się: $B7/B10 \approx 1$. Oznacza to, iż nie ma żadnej różnicy w wydajnościach obydwu układów. Co jest zatem przyczyną tej sprzeczności? W takcie prowadzonych w Instytucie badań wydzielonego procesu mielenia (mielenie jednostadiowe bez udziału czynnika wentylującego), których jedną z zalet była możliwość bezpośredniego obserwowania ruchu mieliwa, zwrócono uwagę na kształt trajektorii ruchu cząstek mieliwa - rys.3. Trajektorie te w pewnym miejscu ulegały gwałtownemu załamaniu. Świadczyć to może o tym, że mieliwo nie jest wciągane pod kule na całej długości łuku, lecz tylko na jego części. Również bieżnia poddana obserwacji po dłuższym okresie pomiarów nosiła ślady nierównomiernego wytarcia. W publikacji [6], dotyczącej porównania zużycia elementów układu mielącego młyna przemysłowego typu MPS, wykonanych z różnych materiałów, zamieszczono kształty profil zużycia materiału rolki i bieżni - rys.5. Kształt tych profili świadczy o nierównomiernym w kierunku promieniowym (stołu młyna) zużywaniu się rolek i bieżni i może to być traktowane jako potwierdzenie postawionej hipotezy.



zespół nowy



zespół częściowo zużyty

Rys.5. Profile zużycia rolki i bieżni młyna przemysłowego typu MPS [6]
 Fig.5. Wear profiles of the roller and roller-race from an MPS-S9 mill [6]

Przyjmując słuszność wyżej postawionej hipotezy, można wzór (1) przedstawić w postaci:

$$B = 0,5 \text{ icz } \omega \text{ Rsr } z_k \text{ f}_w \text{ p}_w \Delta R_x \quad (3)$$

gdzie:

- icz - czynna długość łuku bieżni,
- ω - prędkość kątowa układu mielącego,
- Rsr - średni promień mielenia.

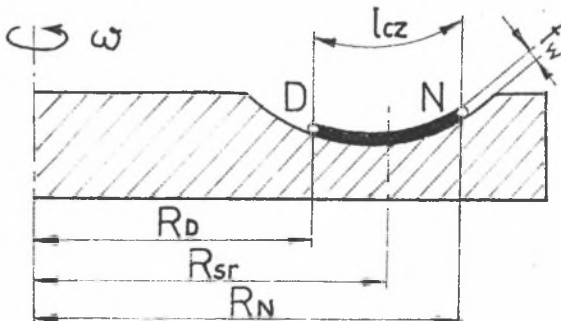
Iloczyn $f_w \rho_w \Delta R_x$ można przedstawić w postaci równoważnej:

$$f_w \rho_w \Delta R_x = f_o \rho_o \Delta R_{x_o} , \quad (4)$$

gdzie:

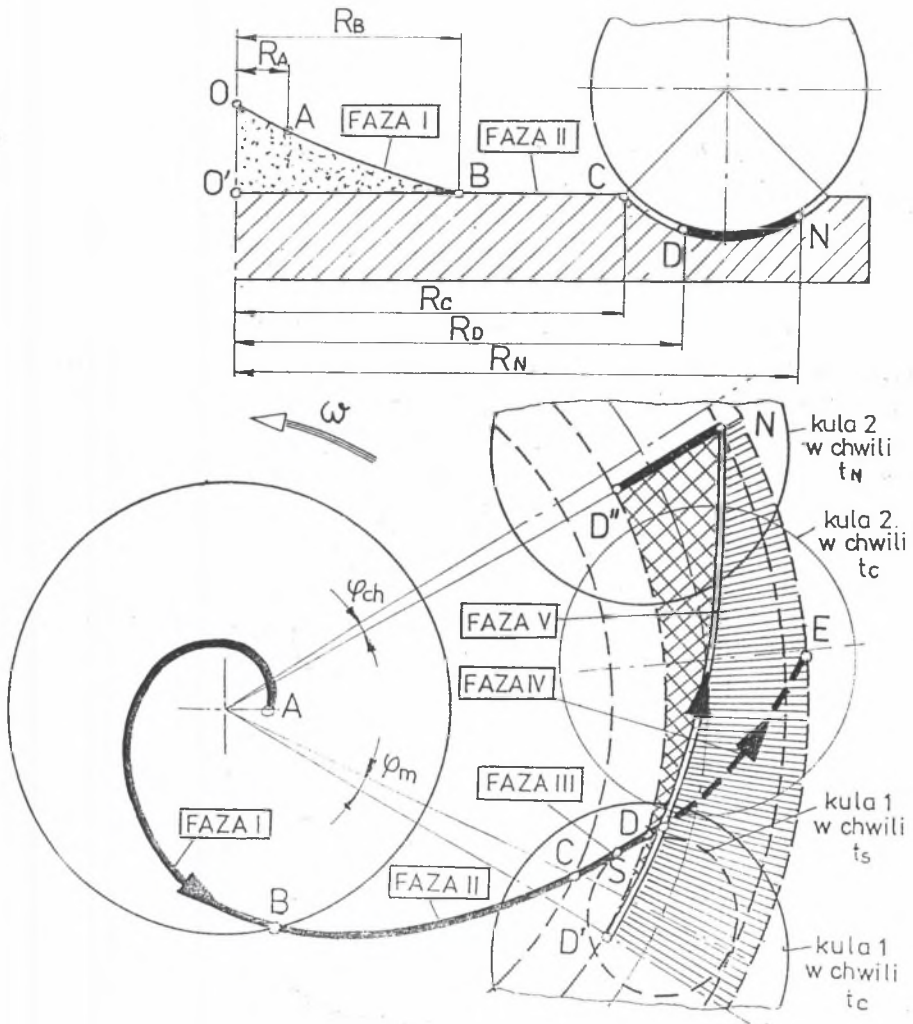
- f_o - średnia grubość warstwy węgla przed kulą (gęstość nasypowa),
- ρ_o - gęstość nasypowa węgla,
- ΔR_{x_o} - wypadkowy efekt, rozdrabniania (przy jego wyliczaniu uwzględnia się także węgiel, który nie uczestniczy w rozdrabnianiu).

Analizując na podstawie wyników badań eksperymentalnych [11] pracę układu mielącego, można dojść do wniosku, że granicznej (możliwej do osiągnięcia) wydajności przy danej wentylacji (jakości pyłu) odpowiada początek lawinowego zasypywania się układu mielącego. W związku z tym stawia się następną hipotezę, że tej granicy poprawnej pracy odpowiada pewna stała, niezależna od prędkości układu mielącego grubość warstwy mieliva f_o przed kulami mielącymi. Na podstawie oszacowań wykonanych w oparciu o wyniki badań miażdżenia węgla [12], oraz opracowanego przez autora teoretycznego modelu miażdżenia pod kulą stwierdza się, iż przy jednakowym pionowym nacisku na kulę, iloczyn $f_w \rho_w \Delta R_x$ jest wielkością słabo zależną od nacisku jednostkowego na warstwę (przy różnych wartościach l_{cz} nacisk ten zmienia się). Upraszczając przyjęto, że omawiany iloczyn jest stały. W ten sposób problem sprowadza się głównie do opisu ruchu mieliva w układzie mielącym w celu wyznaczenia l_{cz} i R_{sz} (rys.6) jako funkcji prędkości obrotowej pierścienia miażdżącego - ω .



Rys.6. Średni promień procesu mielienia

Fig.6. Mean radius of grinding process



Rys. 7. Charakterystyczne fazy ruchu cząstki mielniwa w układzie mielącym
 Fig. 7. Characteristics phases of the coal particle movement in the grinding system

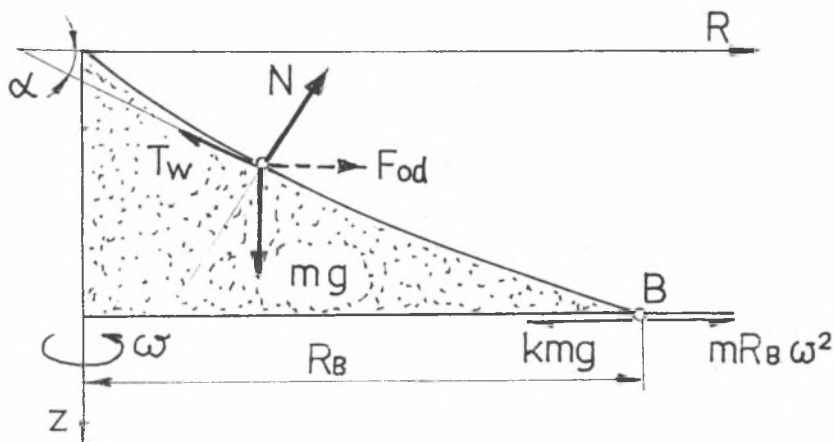
2.1. Równania ruchu mielniwa

Ruch warstwy węgla w układzie mielącym modeluje się jako ruch cząstki węgla, nadając jej w pewnych sytuacjach cechy warstwy takich cząstek.

W przyjętym modelu fizycznym wydzielano pięć charakterystycznych faz ruchu:

- faza I - ruch po stożku węgla,
- faza II - ruch po płaskiej części stołu,
- faza III - rzut płaski,
- faza IV - zapełnianie bieżni
- faza V - opróżnianie bieżni.
- Faza - I - ruch po stożku mielniwa

W centralnej części stołu młyna formuje się w sposób naturalny stożek mielniwa (węgla), po którym poruszać się będzie analizowana cząstka - rys.8.



Rys.8. Stożek mielniwa zalegającego na stole młyna

Fig.8. Setting cone of coal on the rotating grinding table

Przyjmując, że powierzchnia stożka znajduje się w stanie równowagi, można napisać odpowiednie równanie, otrzymując po przekształceniach:

$$R \omega^2 (1 + kws \operatorname{tg} \alpha) = g (kws - \operatorname{tg} \alpha) \quad (5)$$

Ponieważ

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{dz}{dR} = \frac{g \operatorname{kws} - \omega^2 R}{g + \omega^2 \operatorname{kws} R}, \quad (6)$$

to po podstawieniu do (5) i scałkowaniu otrzymuje się:

$$z = \frac{g}{\omega^2} \left[1 + \frac{1}{k^2 \omega s} \right] \ln |g + \omega^2 k \omega s R| - \frac{R}{k \omega s} + C, \quad (7)$$

gdzie:

C - stała całkowania,

$k \omega s$ - współczynnik tarcia wewnętrzznego węgla (statyczny).

Znając kształt wirującej powierzchni, po której będzie poruszać się cząstka węgla (przyjmuje się, że stożek ulega "zamrożeniu"), można ułożyć równania jej ruchu. Ruch ten będzie analizowany w inercjalnym układzie odniesienia we współrzędnych cylindrycznych. W cylindrycznym układzie współrzędnych obowiązują następujące związki:

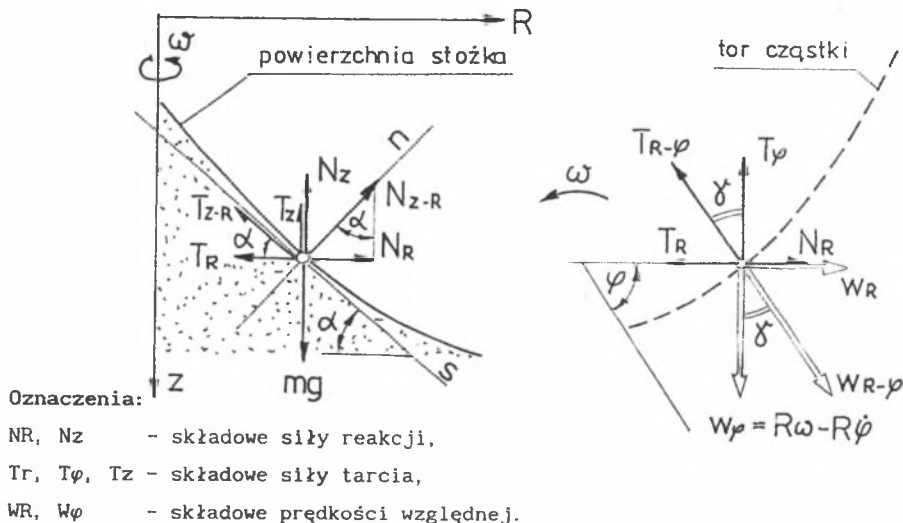
$$a_R = \ddot{R} - R \dot{\varphi}^2 \quad (8)$$

$$a_\varphi = 2 \dot{R} \dot{\varphi} + R \ddot{\varphi} \quad (9)$$

$$a_z = \ddot{z}, \quad (10)$$

gdzie:

a_R, a_φ, a_z - odpowiednio: promieniowa, styczna, poosiowa składowe przyspieszenia cząstki



Rys.9. Układ sił działających na cząstkę węgla poruszającą się po stożku
 Fig.9. System of forces acting on the coal particle moving on the settling cone

Po podstawieniu odpowiednich wielkości do równań ruchu i przekształceniach otrzymuje się wzory:

$$R = R \dot{\varphi}^2 - g \frac{\dot{R} - \frac{w}{kw} \sqrt{1 + \frac{R^2(\omega - \dot{\varphi})^2}{\dot{R}^2 + w^2}}}{w + \frac{\dot{R}}{kw} \sqrt{1 + \frac{R^2(\omega - \dot{\varphi})^2}{\dot{R}^2 + w^2}}} \quad (11)$$

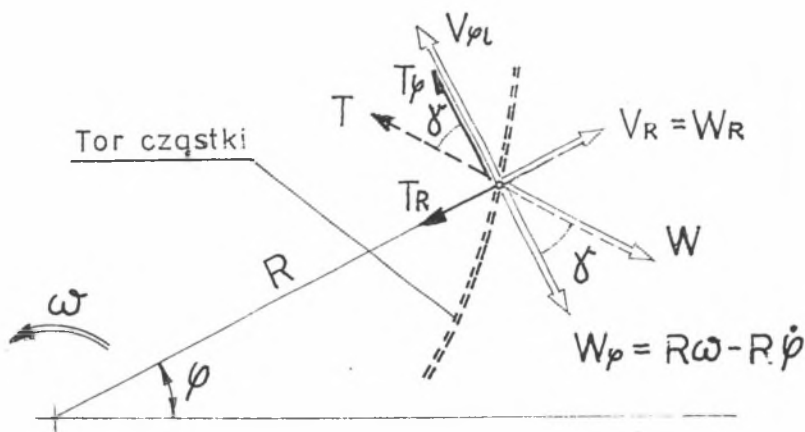
$$\ddot{\varphi} = \frac{g(\omega - \dot{\varphi})}{w + \frac{\dot{R}}{kw} \sqrt{1 + \frac{R^2(\omega - \dot{\varphi})^2}{\dot{R}^2 + w^2}}} - \frac{2\dot{R}\dot{\varphi}}{R} \quad (12)$$

gdzie,

$$w = \frac{g k w s - \omega^2 R}{g + \omega^2 k w s R} \dot{R} \quad (13)$$

Faza II - ruch po płaskiej części stołu

Postępując podobnie jak dla ruchu po stożku otrzymuje się (dla przyjętego układu współrzędnych wg rys.2) równania:



Rys.10. Układ sił działających na cząstkę w ruchu po płaskiej części stołu
Fig.10. System of forces acting on the coal particle moving on the plain part of the grinding table

$$\ddot{R} = R \dot{\varphi}^2 - gk \frac{\dot{R}}{\sqrt{R^2 (\omega - \dot{\varphi})^2 + \dot{R}^2}} \quad (14)$$

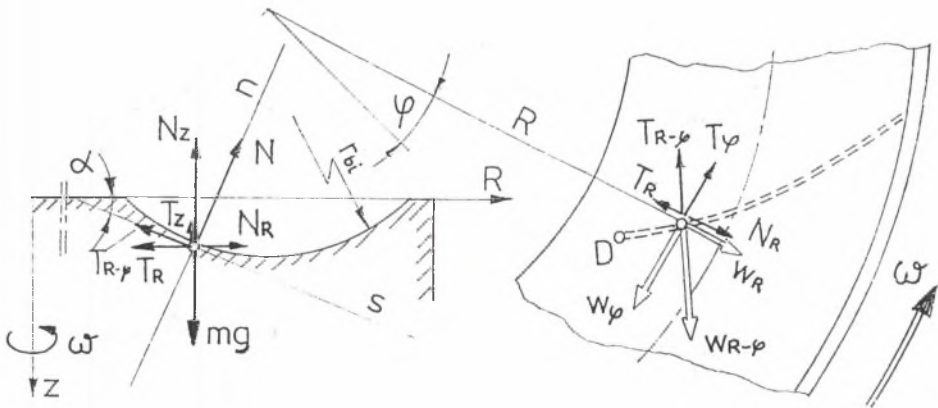
$$\ddot{\varphi} = gk \frac{\omega - \dot{\varphi}}{\sqrt{R^2 (\omega - \dot{\varphi})^2 + \dot{R}^2}} - \frac{2}{R} \dot{R} \dot{\varphi} \quad (15)$$

Faza III - rzut płaski

Celem obliczeń jest znalezienie współrzędnych punktu zderzenia cząstki z bieżnią (promień RD) oraz składowych jej prędkości przed i po zderzeniu z bieżnią. Wyznacza się ponadto wartość kąta wyprzedzenia kuli przez cząstkę o największym zasięgu - φ_m (rys.7). W ten element modelu wbudowano również mechanizm uwzględniający wysokość uniesienia się kuli bieżnią i jej wpływ na wartość kąta φ_m .

Faza IV - ruch cząstki w trakcie zapełniania bieżni

Układ sił działających na cząstkę jest identyczny z ruchem po stożku z tym, że kształt powierzchni ruchu jest tu określony kształtem toroidalnej bieżni. Końcowa postać równań ruchu jest następująca:



Rys.11. Układ sił działających na cząstkę w fazie zapełniania bieżni

Fig.11. System of forces acting on a coal particle during the filling up process

$$\ddot{R} = R \dot{\varphi}^2 - g \frac{\dot{R} - \frac{w}{k} \sqrt{1 + \frac{R^2 (\omega - \dot{\varphi})^2}{\dot{R}^2 + w^2}}}{w + \frac{\dot{R}}{k} \sqrt{1 + \frac{R^2 (\omega - \dot{\varphi})^2}{\dot{R}^2 + w^2}}} \quad (16)$$

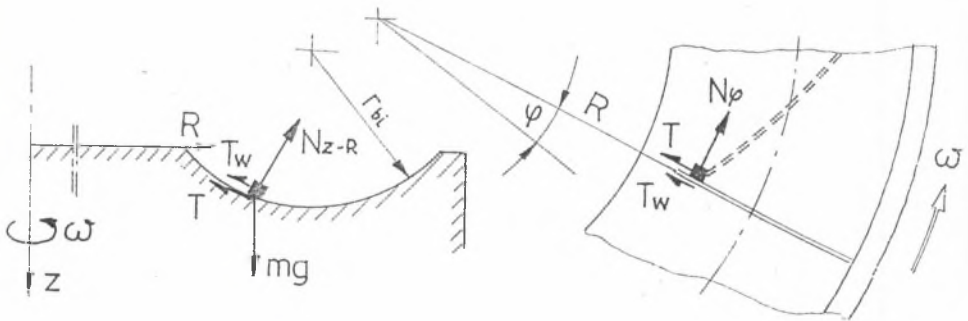
$$\ddot{\varphi} = \frac{g (\omega - \dot{\varphi})}{w + \frac{\dot{R}}{k} \sqrt{1 + \frac{R^2 (\omega - \dot{\varphi})^2}{\dot{R}^2 + w^2}}} - \frac{2 \dot{R} \dot{\varphi}}{R} \quad (17)$$

gdzie

$$w = \frac{R_p - R}{\sqrt{r_{bi}^2 - (R_p - R)^2}} \dot{R} \quad (18)$$

Faza V - opróżnianie bieżni

Cząstki węgla w fazie opróżniania ślizgają się jednocześnie po bieżni i po bocznej powierzchni warstwy węgla wychodzącej spod kul (rys.12). Równanie ruchu przybiera postać:



- mg - siła ciężkości
- T - siła tarcia o bieżnię
- Nφ - reakcja na siłę Coriolisa
- Tw - siła tarcia wewnętrznego (od siły Coriolisa)
- NRz - siła reakcji bieżni

Rys.12. Układ sił działających na cząstkę w fazie opróżniania bieżni
 Fig.12. System of forces acting on a coal particle during the leaving out process

$$R = \frac{(p - k) p^3 r^2 b_i}{(p^2 + 1) (R_p - R)^3} \dot{R}^2 - \frac{2 \omega k w}{\sqrt{1 + p^2}} \dot{R} + \frac{1 + k p}{1 + p^2} \omega^2 R + \frac{p - k}{1 + p^2} g \quad (19)$$

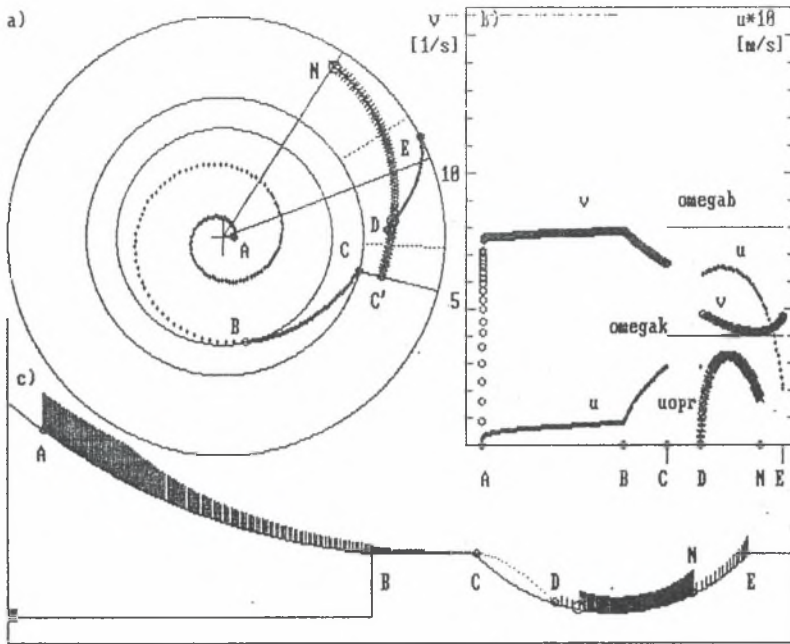
gdzie,

$$p = \frac{R_p - R}{\sqrt{r^2 b_i - (R_p - R)^2}} \quad (20)$$

2.2. Wyniki obliczeń modelowych

Długość łuku miażdżenia - lecz znajduje się wg punktu początkowego (upadek cząstki na bieżnię - promień RD na rys.7) i punktu końcowego, któremu odpowiada promień wejścia pod kulą miażdżącą ("drugą") cząstki o maksymalnym zasięgu (promień RN - wg rys.7), a średni promień mielenia R_{sr} oblicza się jako średnią arytmetyczną promieni RD i RN.

Po wstawieniu do równań ruchu wartości wyznaczonych współczynników tarcia [12] rozwiązują się je numerycznie dla kolejnych faz ruchu cząstki przy zadanych cechach geometrycznych stołu i bieżni oraz prędkości obrotowej pierścienia miażdżącego. Wyniki obliczeń są ilustrowane graficznie - rys.13. W pracy zamieszczono obliczenia numeryczne przeprowadzone dla dwóch doświadczalnych układów mielących. Do obliczeń przyjęto naciski na kule i konfigurację stołu takie same jak w badaniach weryfikacyjnych [7, 11, 13] (kąty opasania kul wynoszą $\alpha_1 = \alpha_2 = 45^\circ$, a stół posiada centralnie usytuowane wgłębienie o promieniu 100 mm i głębokości ok. 17 mm). Część a) rys.13 przedstawia tory cząstki w poszczególnych fazach jej ruchu, część b) to wykresy prędkości, a część c) ilustruje ruch warstwy w przekroju poprzecznym układu mielącego. Zestawione wyniki obliczeń w szerokim zakresie prędkości ilustruje rys.14.

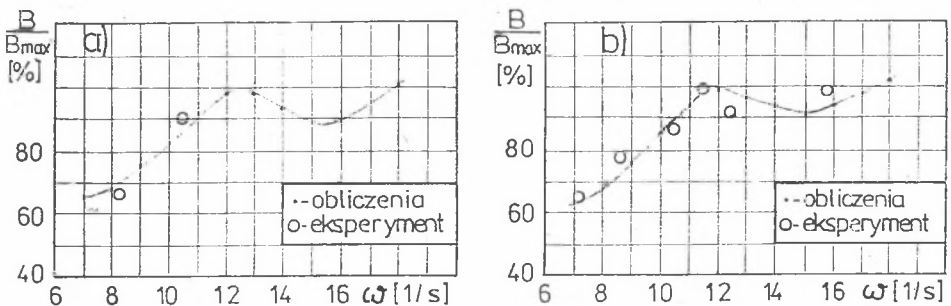


Rys.13. Przykładowe wyniki obliczeń modelowego układu mielącego

Fig.13. Numerical results of the mathematical model of grinding system

2.3. Weryfikacja modelu

Weryfikacja modelu polega na porównaniu wyników teoretycznych i wyników uzyskanych na młynie doświadczalnym o skali półtechnicznej - jak to porównanie zredukowanych prędkościowych charakterystyk wydajnościowych. Rysunek 14 przedstawia to porównanie dla 2 układów doświadczalnych.



Rys.14. Porównanie teoretycznych i eksperymentalnych charakterystyk prędkościowych doświadczalnych układów mielących

Fig.14. Comparison of the theoretical and experimental characteristics of the laboratory-size ball-race mill

3. PODSUMOWANIE

Przedstawiony model teoretyczny uwzględniający wpływ prędkości obrotowej układu mielącego i cech geometrycznych stołu młyna oraz bieżni wykazał dość dobrą zgodność (rys.14) z wynikami eksperymentu. Zgodności tej należy upatrywać w podobnych nachyleniach charakterystyk teoretycznych i doświadczalnych w fakcie i miejscu wystąpienia kryzysu mielenia. Może to być traktowane jako potwierdzenie, iż model teoretyczny ujmuje najbardziej istotne zjawiska i może być pomocnym narzędziem w procesie analizy pracy pierścieniowo-kulowych układów mielących. Pozwala on na numeryczne symulowanie pracy takich układów przy różnych danych wejściowych. Opisany model powinien być w dalszym ciągu doskonalony i rozwijany.

LITERATURA

- [1] Romadin V.P.: Pyleprigotovlenie, "Gosenergoizdat", Moskwa - Leningrad 1963.
- [2] Mc Kenzie E.C.: Postęp w budowie młynów pierścieniowo-kulowych. Referat na konferencję: "Przemiał węgla w elektrowniach", Warszawa 1967 r. Wyd. Babcock & Wilcox Ltd. Londyn 1967.
- [3] Mielecki T.: Wiadomości o badaniu i własnościach węgla, Wydawnictwo "Śląsk", Katowice 1971.
- [4] Leroch R., Ross W.: Młyny i przygotowanie paliwa. Dział VII Poradnika termoeenergetyka. WNT. Warszawa 1974.
- [5] Zaręba J.: Prace ITC w dziedzinie badań młynów węglowych. Gospodarka Paliwami i Energią, Nr 5. 1974.
- [6] Kitchen W.A.: How to choose a pulverizer system. Electrical World, April 15, 1977.
- [7] Czepiel J., Mroczek K.: Badania na stanowisku doświadczalnym wpływu liczby i średnicy kul młyna pierścieniowo-kulowego na jego wydajność i jednostkowe zużycie energii. Opracowanie Instytutu Kotłów Siłowni Ciepłych i Jądrowych Politechniki Śl., Gliwice 1984.
- [8] Gehrke B.: Duże młyny do przemiału węgla. Wytyczne doboru i eksploatacji oraz kierunki rozwoju młynów. Materiały I Konferencji "Budowa i eksploatacja młynów do przemiału węgla". Rydzyna 1984.

- [9] Sprawozdanie z pomiarów młyna MKM-33, nr 66 w końcowym okresie pracy elementów mielących w Elektrowni "Rybnik". Opracowanie 7PBE "Energopomiar" - Gliwice, 1987.
- [10] Bobiec E., Chowaniec G.: Optymalizacja konstrukcji młynów pierścieniowo-kulowych i szczególne rozwiązania wynikające ze specjalnych wymagań. Materiały II Konferencji naukowo-technicznej. Rydzyna 1988.
- [11] Czepiel J., Mroczek K.: Badania modelowe wpływu prędkości kątowej i średnicy kul na wydajność młyna pierścieniowo-kulowego. Materiały II Konferencji naukowo-technicznej, Rydzyna 1988.
- [12] Czepiel J.: Badania właściwości fizycznych węgla kamiennego - dane wejściowe do modelowania procesu przemiału. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Energetyka, z.107, Gliwice 1989.
- [13] Czepiel J., Mroczek K.: Badania modelowe młyna 7M115. Opracowanie Instytutu Maszyn i Urządzeń Energetycznych Politechniki Śl. (niepublikowane), Gliwice 1989.
- [14] Korzuch S.: Pomiarы młyna 7M115/J współpracującego z przemiennikiem częstotliwości. Opracowanie CBKK (niepublikowane). Tarnowskie Góry 1989.

Recenzent: Prof.dr hab. inż. Tadeusz Chmielniak

Wpłynęło do Redakcji 10.12.91.

Abstract

In the paper a theoretical model of grinding system of the ball-ring mill used to analyse the influence of rotational speed of race ring and chosen geometric parameters of the grinding system on mill's throughput has been presented. Simplified assumptions in physical model of the mill with the sifter and physical model of the grinding system has been given. For assumed physical model of the grinding system the most important equations describing movement of the coal and describing each phase of that movement has been presented. The results of numerical calculations in the form of reduced velocity characteristic of the ball-ring mill for condition of measurements and geometrical parameters such as for revision testing has been presented too. The results of calculations have been compared with above mentioned testing. Those results are in good agreement. According to results (from

theoretical modeling and from experiment) the throughput of the mill (for the same residue on a sieve mesh $R_{0,09}$) increases with a speed up to certain limit (ca. 11,7 1/s for 10 balls experimental mill). Next the throughput decreases and for high rotational speed (above 15 1/s) it increases again.

Proposed model could be used as a useful tool for improving ball-ring mills designing.