

В.С. БЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., Національний технічний університет «Харківський політехнічний інститут», дійсний член Академії гірничих наук України
В.О. СМІРНОВ, канд. техн. наук, доц., Донецький національний технічний університет

РОЗРАХУНОК ПОТУЖНОСТІ СПОЖИВАНОЇ БАРАБАННИМИ МЛИНАМИ

Метою даної роботи є огляд і аналіз чинників, які визначають потужність, споживану барабанными млинами, а також одержання математичних виразів для розрахунку корисної потужності, що споживається кульовими і стержневими млинами, а також млинами само- і напівсамоподрібнення.

Методи дослідження. Методи дослідження базуються на використанні емпіричних даних, компаративному та математичному аналізі.

Наукова новизна. Виконано аналіз чинників, які визначають потужність, споживану барабанными млинами. Викладені математичні вирази для розрахунку корисної потужності, що споживається кульовими і стержневими млинами, а також млинами само- і напівсамоподрібнення.

Практична значимість. Виконаний аналіз чинників, які визначають потужність, споживану барабанными млинами, і викладений математичний апарат може бути використано для розрахунку корисної потужності, що споживається працюючими на збагачувальних фабриках та проєктованими кульовими і стержневими млинами, млинами само- і напівсамоподрібнення.

Ключові слова: барабанний млин подрібнення мінеральної сировини, споживана потужність, розрахунок потужності.

Постановка проблеми та стан її вирішення. Питання визначення енергозатрат на подрібнення, потужності млинів є центральним при підготовці мінеральної сировини до збагачення у випадку тонкодисперсної вкрапленості корисного компонента і необхідності забезпечення відповідного розкриття [1-16]. Аналіз цих робіт показує брак системності в підходах до цієї проблеми. Назріла необхідність комплексного розгляду питання на основі наявних напрацювань математичних основ опису роботи млинів.

Метою даної роботи є огляд і аналіз чинників, які визначають потужність, споживану барабанными млинами, а також одержання математичних виразів для розрахунку корисної потужності, що споживається кульовими і стержневими млинами, а також млинами само- і напівсамоподрібнення.

Викладення основного матеріалу. Питання аналіз чинників, які визначають потужність, споживану барабанными млинами, а також одержання математичних виразів для розрахунку корисної потужності включає:

- опис подрібнювального середовища барабанных млинів;
- опис пульп і їх впливу на роботу млинів;
- аналіз впливу маси і крупності подрібнювального середовища на роботу барабанных млинів;
- аналіз впливу швидкості і числа ударів подрібнювальних тіл на роботу барабанных млинів;
- математичні вирази для потужності, споживаної барабанными млинами.

1. Подрібнювальне середовище барабанных млинів

У практиці подрібнення мінеральної сировини млинами розрізняють металеве і неметалеве подрібнювальне середовище, а у залежності від форми металевих тіл кульові, стержневі і циліндричні млини. Під терміном «первинне навантаження подрібнювальних тіл» розуміється їх спільна маса у барабані млина, а терміном «довантаження» позначається безперервна або періодична добавка подрібнювальних тіл у млин для компенсації їхнього зносу. Сталеві кулі діаметром від 15 до 125 мм виготовляють прокатуванням, куванням або штампуванням із сталі з таким складом: 0,7 - 1,05 % С; 0,17 - 0,37 % Si; 0,25 - 1,65 % Cr; 0,25 - 0,3 % Ni; 0,02 - 0,045 % S; 0,02 - 0,45 % P; 0,2 - 1,2 % Mn, інше - Fe. Кулі повинні бути загартовані і мати твердість від 300 НВ (для куль діаметром 125 мм) до 400 НВ (для куль діаметром 80 мм і менше). На поверхні куль не повинно бути тріщин, пухирів, плівок шлакових включень. Стержні виготовляють діаметром від 40 до 125 мм прокатуванням із зносостійких сталей 50Г, 60Г, 65Г, С55. Стержні не повинні скручуватись і розламуватись на короткі шматки після зносу до технологічно допустимої межі (приблизно 30-50 мм).

У процесі роботи млинів на збагачувальних фабриках відбувається знос куль, стержнів, циліндрів і футеровки млина у результаті тертя при ковзанні і перекочуванні подрібнювальних

тіл у середовищі абразивного матеріалу, при ударах подрібнювальних тіл між собою і футеровкою. Інтенсивність зносу залежить від: властивостей сталі, з якої виготовлені кулі, стержні, циліндри, футеровки; розмірів подрібнювальних тіл; абразивності, крупності і міцності матеріалу, що подрібнюється; способу подрібнення; агресивності середовища (кисле, лужне); профілю футеровки; швидкісного режиму роботи млина; розміру барабана млина; схеми подрібнення та ін. При сухому подрібненні знос сталевих подрібнювальних тіл відбувається у основному за рахунок абразивної дії, тобто мікрорізання, мікродряпання металу частинками матеріалу, що подрібнюється, у вигляді стружки. При мокрому подрібненні абразивний знос доповнюється корозійним зносом: при подрібненні у агресивному середовищі корозійна складова зносу сталевих подрібнювальних тіл може складати від 10 до 60 % від загального зносу.

Знос подрібнювальних тіл на збагачувальних фабриках оцінюють їх питомою витратою на 1 т переробленої руди. Так питомі витрати куль складають 1,2-2,2 кг/т, стержнів – 0,4-0,5 кг/т, футеровки - 0,1-0,2 кг/т. Але такий показник, як витрати сталі на 1 т подрібненої руди, не є стабільним, тому що він пов'язаний з продуктивністю млина, яка, у свою чергу, залежить від властивостей руди. Більш надійним показником є витрата подрібнювальних тіл, віднесена до одиниці корисної енергії, витраченої на подрібнення. У цьому випадку середня витрата сталевих куль віднесена до 1 кВт·год корисної енергії складає 0,09 кг/кВт·год, стержнів - 0,12 кг/кВт·год.

Для компенсації зносу подрібнювальних тіл застосовується два способи довантаження: 1. регулярне – довантаження найбільш крупними подрібнювальними тілами (кулями, стержнями, рудною галькою) одного розміру; 2. раціональне – довантаження подрібнювальними тілами різних розмірів, при дотриманні визначеного співвідношення між масами тіл різних розмірів.

Неметалеве подрібнювальне середовище, що використовується при рудногальковому самоподрібненні, довантажуються безперервно або через малі проміжки часу. Металеве подрібнювальне середовище звичайно довантажуються періодично від трьох разів на добу до одного разу у три – п'ять діб. Розмір подрібнювальних тіл, що довантажуються у млин, режим їх довантаження і склад визначаються у результаті технологічних досліджень. Найбільший розмір тіл у довантаженні, при яких досягається найбільша продуктивність по новоутвореному контрольному класу крупності називають раціональним (оптимальним).

Металевий скрап і кулі неефективного розміру або неправильної форми, за своєю руйнуючою дією значно менш ефективні ніж великі кулі правильної форми, і тому повинні безперервно або періодично видалятися з млина.

Згідно з даними експериментальних досліджень швидкість зношування кулі у млині, тобто зменшення її маси G_k в одиницю часу dt , пропорційна n -му степеню діаметра кулі

$$dG_k / dt = -K_{zn} D^n, \quad (1)$$

де K_{zn} – коефіцієнт зносу.

Показник степеня n залежить від швидкісного режиму млина, якості металу подрібнювальних тіл і абразивності руди. При тихохідному режимі (каскадний з перекочуванням куль) показник $n=2$, тобто швидкість зносу пропорційна поверхні кулі. При змішаному режимі (з польотом куль) показник $n = 2,3-2,5$. При швидкохідному режимі (заповнення $\varphi \approx 0,45$ і швидкість $\psi \approx 0,8$) показник $n=3$, тобто швидкість зносу пропорційна масі або об'єму кулі.

При складанні первісного кульового завантаження млина його необхідно заповнювати кулями різних розмірів у відповідності з тією характеристикою крупності, яка спостерігається при сталому режимі.

Співвідношення кількості крупних і дрібних куль у кульовому навантаженні, тобто його характеристика крупності при регулярному довантаженні визначається за формулами:

рівняння сумарної характеристики крупності кульового навантаження по « $-D$ »

$$\gamma_{+D} = 100 \cdot \left(D^n / D_m^n \right), \quad (2)$$

рівняння сумарної характеристики крупності кульового навантаження по « $+D$ »:

$$\gamma_{-D} = 100 \cdot \frac{D_m^n - D^n}{D_m^n}, \quad (3)$$

де D_m - розмір кулі максимального розміру, що міститься у навантаженні млина.

За гіпотезою Девіса показник степеня $n = 3$, а за гіпотезою Мертселя і Прентиса – $n=4$. При водоспадному режимі роботи млина кулі діють переважно ударом і їхній знос правильніше описується гіпотезою Девіса, а при каскадному режимі кулі діють стиранням і їхній знос правильніше описується гіпотезою Мертселя і Прентиса.

При раціональному довантаженні, яке складається з суміші куль різного розміру D_1, D_2, D_3 і т.ін., вихід куль крупних класів визначається сумою часткових виходів

$$\gamma = (\gamma_1\beta_1 + \gamma_2\beta_2 + \gamma_3\beta_3 + \dots)/100, \quad (4)$$

де $\beta_1, \beta_2, \beta_3$ - коефіцієнти раціонування, які являють собою відношення маси куль даного розміру до загальної маси партії куль, що довантажуються одночасно.

Застосування довантаження у млин куль одного або різних розмірів залежить від крупності, гранулометричного складу, міцності і абразивності вихідного живлення, крупності готового продукту і умов роботи млина.

Для одержання спеціального гранулометричного складу подрібненого продукту (наприклад, бінарного при підготовці вугілля до приготування висококонцентрованої водовугільної суспензії – водовугільного палива) застосовують спеціальні співвідношення кількості крупних і дрібних куль у кульовому навантаженні.

2. Пульпа як чинник впливу на роботу млина

На споживану потужність млина, продуктивність і ефективність подрібнення впливає кількість пульпи, що знаходиться у млині. *Пульпою* називається суміш мінеральних частинок і води, у якій тверді частинки знаходяться у завислому стані і рівномірно розподілені у об'ємі води. Склад пульпи характеризується вмістом твердого в пульпі по масі, розрідженістю, густиною і в'язкістю. *Вміст твердого* у пульпі по масі є відношенням маси твердої речовини до маси усієї пульпи, у якій міститься ця кількість твердого. Вміст твердого оцінюється у процентах або частках одиниці. *Розрідженість* являє собою відношення маси рідкого до маси твердого у деякому об'ємі пульпи. Розрідженість показує скільки кубічних метрів (або тонн) води припадає на 1 т твердого, м³/т

$$R = P : T = \frac{100 - p}{p}; \quad (5)$$

$$p = 100 / (R + 1), \%, \quad (6)$$

де R - розрідженість, м³/т; p - вміст твердого у пульпі по масі, % (для кульових і стержневих млинів $p \approx 80\%$); P - маса рідкого у пульпі, м³ (або т); T - маса твердого у пульпі, т.

Практично розрідженість пульпи у млині коливається у широких межах - від 0,2 до 2 м³/т. Однак, для отримання максимальної продуктивності млина звичайно при подрібненні крупного вихідного матеріалу (15 мм і більше) розрідженість пульпи приймають 0,35-0,55 м³/т, при подрібненні дрібного вихідного матеріалу розрідженість пульпи приймають 0,4-1 м³/т.

Густина пульпи визначається з урахуванням густини складових і їхньої кількості у пульпі, кг/м³

$$\Delta_n = \Delta_g + (\delta - \Delta_g)p \quad (7)$$

або

$$\Delta_n = \frac{\delta}{p + \delta(1 - p)}, \quad (8)$$

або

$$\Delta_n = \frac{R + 1}{R + (1/\delta)}, \quad (9)$$

де Δ_n, Δ_g - густина пульпи і води, т/м³; δ - густина твердого, т/м³; p - вміст твердого, частки одиниці.

В'язкість –пульпи залежить від вмісту в ній твердої речовини, її крупності і хімічного складу, в'язкості рідкої речовини, присутності деяких хімічних сполук, температури. В'язкість пульпи різко зростає зі збільшенням вмісту твердої речовини і при вмісті твердого близько 40-60 % пульпа втрачає текучість. В'язкість характеризується динамічним коефіцієнтом в'язкості, який при вмісті твердого до 40 % визначається за формулою Ванда, Па·с

$$\mu_n = \mu_g (1 + 2,5C + 7,35C^2 + 16,3C^3 + \dots), \quad (10)$$

де μ_p, μ_v - динамічні коефіцієнти в'язкості пульпи і води, Па·с; C - вміст твердого, частки одиниці.

Крупнозернисті пульпи менш в'язкі, ніж тонкозернисті при тому ж вмісті твердого. Присутність первинних шламів, що містять глинисті частинки, значно збільшують в'язкість пульпи у млині, вторинні шлами (кристалічні) на в'язкість пульпи так суттєво не впливають. З підвищенням температури в'язкість пульпи зменшується.

3. Вплив маси і крупності подрібнювального середовища на роботу барабанних млинів

Показники роботи барабанних млинів суттєво залежать від маси і крупності тіл подрібнювального середовища, швидкості і числа ударів подрібнювальних тіл по матеріалу у млині, відносної швидкості обертання млина і заповнення його подрібнювальним середовищем, коефіцієнта тертя матеріалу млина та інших факторів.

Маса кульового навантаження при даному ступені заповнення кулями об'єму млина визначається об'ємною масою подрібнювального середовища. Об'ємна маса кульового навантаження залежить від густини подрібнювальних тіл і ступеня заповнення ними об'єму, зайнятого кульовим навантаженням, тобто від характеру укладки куль при нерухомому барабані млина.

Густина δ сталевих куль складає 7,5-7,8 т/м³, чавунних - 7,1 т/м³, кременевої гальки 2,6-2,7 т/м³.

Практично кульове навантаження млина складається з куль різних розмірів, які безладно укладені у млині. Експериментально встановлено, що суміш таких куль заповнює близько 60 – 62 % усього об'єму кульового навантаження, проміжки між кулями займають 38 – 40 % цього об'єму. У такому випадку об'ємна маса сталевих куль при заповненні ними 60 % об'єму навантаження складає, т/м³

$$\gamma_k = (7,5 \div 7,8) \cdot 0,6 = 4,5 \div 4,7 \cong 4,6$$

Маса кульового навантаження M_{kn} у млині з внутрішніми розмірами $D \times L$ (м) при ступені заповнення кулями φ , визначається за формулою, т

$$M_{kn} = \varphi \frac{\pi D^2}{4} L \cdot \gamma_k = 3,6 \varphi D^2 L. \quad (11)$$

При об'ємній масі стержнів $\gamma_c = 6,25$ т/м³ і густині сталі $\delta = 7,8$ т/м³ ступінь заповнення стержнями об'єму подрібнювального середовища складає $6,25/7,8 = 0,80$ (80 %), а об'єм проміжків між стержнями - 20 %.

Маса стержневого навантаження визначається за формулою, т

$$M_{cn} = \varphi \frac{\pi D^2}{4} L \cdot \gamma_c = 4,9 \varphi D^2 L. \quad (12)$$

Рудна галька при густині $\delta = 2,6-2,7$ т/м³ і заповненні нею об'єму має насипну густину, т/м³

$$\gamma_{pe} = (2,6 \div 2,7) \cdot 0,6 = 1,56 \div 1,62 \cong 1,6$$

При розрахунках корисної потужності барабанних млинів густину навантаження слід визначати з урахуванням заповнення пульпою порожнин між подрібнювальними тілами. Густина пульпи у млині визначається за формулою (3.88).

Таким чином, об'ємна маса навантаження з урахуванням заповнення порожнин пульпою визначається:

для кульового навантаження, т/м³:

$$\gamma_{kn} = \gamma_k + 0,4\Delta = 4,6 + 0,4\Delta; \quad (13)$$

для стержневого навантаження, т/м³:

$$\gamma_{cn} = \gamma_c + 0,2\Delta = 6,25 + 0,2\Delta; \quad (14)$$

для рудногалькового навантаження і рудного навантаження у млинах самоподрібнення, т/м³

$$\gamma_{pzn} = \gamma_{pe} + 0,4\Delta = 1,6 + 0,4\Delta. \quad (15)$$

Об'ємна маса навантаження млина напівсамоподрібнення $\gamma_{нсп}$ визначається з урахуванням об'єму куль $\varphi_{ш}$, що додаються, і ступеня заповнення млина подрібнювальним навантаженням φ , т/м³

$$\gamma_{нсп} = \frac{\varphi_{ш}}{\varphi} \cdot 4,6 + \frac{\varphi - \varphi_{ш}}{\varphi} \cdot 1,6 + 0,4\Delta, \quad (16)$$

де $\varphi_{ш}$ - відношення об'єму куль (з порожнинами) до об'єму млина (звичайно $\varphi_{ш}=0,06-0,10$); φ - відношення об'єму навантаження (кулі, великі грудки руди і пульпа) до об'єму млина (для млинів рудного самоподрібнення і напівсамоподрібнення $\varphi=0,30-0,35$); $\varphi_{ш}/\varphi$ - об'ємна частка, яка зайнята кулями з порожнинами в 1 м³ навантаження; $(\varphi-\varphi_{ш})/\varphi$ - об'ємна частка, яка зайнята рудними грудками з порожнинами в 1 м³ навантаження.

Для подрібнення великогрудкових і твердих матеріалів необхідно застосовувати подрібнювальні тіла (кулі) великих розмірів, а для дрібних і м'яких - менших розмірів. При постійному коефіцієнті заповнення млина зі зменшенням розміру куль число ударів у млині збільшується. Тому необхідно застосовувати подрібнювальні тіла найменших допустимих розмірів. Крім того, подрібнення кулями одного розміру менш ефективно, ніж при заповненні млина кулями різних розмірів.

Потенційна енергія тіла, як відомо, залежить від його маси і висоти падіння. У кінці параболічної траєкторії уся кінетична енергія подрібнювального середовища складає

$$E_k = mv_p^2 / 2, \quad (17)$$

але на подрібнення матеріалу ударом витрачається тільки її частина:

$$E_n = mv_n^2 / 2. \quad (18)$$

Інша частина енергії витрачається на подрібнення руди роздавлюванням і стиранням тілами, що ковзають і перекочуються

$$E_t = mv_t^2 / 2. \quad (19)$$

Зміною частоти обертання барабану можна змінювати E_n і E_k . Якщо підставити у формулу (18) (3.98) значення швидкості падіння тіла $v_n = 8v \sin^3 \alpha \cos \alpha$ отримаємо

$$E_n = m(8v \sin^3 \alpha \cos \alpha)^2 / 2 = (m/2) \cdot (8\pi Dn \sin^3 \alpha \cos \alpha / 60)^2, \quad (20)$$

де $v = \pi Dn / 60$ - колова (кругова) швидкість падаючих тіл, м/с; D - діаметр падаючої кулі, м; n - частота обертання барабана, хв⁻¹; α - кут відриву падаючих тіл, град.; m - маса тіла, кг.

За одне обертання через перетин A_1A_n (рис. 1 3.33) по коловим траєкторіям проходить такий об'єм подрібнювальних тіл

$$V_n = \pi(R_3^2 - R_B^2)L = \pi R_3^2(1 - k^2)L, \quad (21)$$

де $k = R_B/R_3$ - співвідношення радіусів внутрішнього і зовнішнього шарів подрібнювальних тіл; L - довжина барабана, м.

За умови, що за час одного оберту барабана усе подрібнювальне середовище обернулося Z разів, можна записати

$$\pi R_3^2(1 - k^2)L = Z\varphi\pi R_3^2L,$$

отже

$$Z = (1 - k^2) / \varphi, \quad (22)$$

де φ - коефіцієнт заповнення барабана подрібнювальним середовищем.

Значення параметра k приймається залежно від відносного заповнення подрібнювальними тілами φ і відносної швидкості ψ (табл. 1).

Таблиця 1

Значення параметра k для різних φ і ψ

φ - відносне заповнення барабана млина подрібнювальними тілами, %	Значення параметра k (частки одиниці) при відносній частоті обертання барабана ψ (%)						
	70	75	80	85	90	95	100
30	0,635	0,700	0,746	0,777	0,802	0,819	0,831
35	-	0,618	0,683	0,726	0,759	0,781	0,797
40	-	0,508	0,606	0,669	0,711	0,740	0,760
45	-	-	0,506	0,600	0,656	0,694	0,721
50	-	-	-	0,508	0,592	0,644	0,676

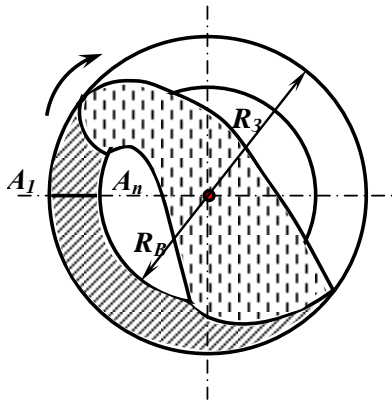


Рис. 1. Обертальність подрібнювального середовища у млині

При $n = 42,3\psi / \sqrt{D}$ рівняння (3.91) можна записати у такому вигляді

$$E_n = \frac{m}{2} \cdot \left(\frac{8\pi D \cdot 42,3\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha}{60\sqrt{D}} \right)^2 = AmD, \quad (23)$$

де

$$A = \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{8\pi \cdot 42,3\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha}{60} \right)^2 = 157(\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha)^2.$$

Якщо N зерен вихідного матеріалу масою m_1 кожне рухаються назустріч нерухомому подрібнювачу масою m з швидкістю удару v_y , то їхня сумарна енергія буде

$$E_y = Nm_1 v_y^2 / 2.$$

Прийmemo, що $E_y = E_n$, тоді

$$Nm_1 v_y^2 / 2 = AmD. \quad (24)$$

Еквівалентний діаметр d_e подрібнювального тіла дорівнює, м

$$d_e = 1,24 \sqrt[3]{m / \delta}, \quad (25)$$

де δ – густина подрібнювального тіла, кг/м³; m – маса тіла, кг.

Після підстановки значення m з формули (24) (3.104) одержимо, м

$$d_e = 0,98 \sqrt[3]{Nm_1 v_y^2 / (AD\delta)}, \quad (26)$$

Таким чином, розміри подрібнювальних тіл залежать від маси зерен матеріалу, що подрібнюється, швидкості удару і діаметра кулі подрібнювального середовища, що аналізується.

Вибір крупності подрібнювальних тіл здійснюється з урахуванням міцності і крупності вихідної руди, діаметра млина, відносної частоти обертання барабана і коефіцієнта завантаження його подрібнювальними тілами та вихідним матеріалом. При цьому кінетична енергія E_n подрібнювального тіла масою m повинна бути достатньою для руйнування вихідного матеріалу максимальної крупності d і масою M , тобто

$$E_n \geq E_p M, \quad (27)$$

де E_p - величина початкової питомої енергії руйнування зерен крупністю d , Дж/кг; M - маса вихідного матеріалу, який зазнає удару подрібнювального тіла, кг.

З урахуванням ККД удару η і відношення радіусів внутрішнього і зовнішнього шару подрібнювальних тіл k у млині маємо

$$E_n \eta k = E_p M.$$

Після підстановки значення E_n з формули (14) (3.94) отримуємо

$$AmDk\eta = E_p M,$$

звідки

$$m = E_p M / AkD\eta, \quad (28)$$

де D - діаметр барабана млина; η - ККД використання енергії удару ($\eta = 0,95$).

Для кульових млинів чим менше крупність вихідного матеріалу і чим крупніше продукт подрібнення, тим вища продуктивність. Продуктивність млинів самоподрібнення у значній мірі залежить від вмісту крупних грудок у живленні і рівномірності їхнього розподілу по всій масі руди.

4. Вплив швидкості і числа ударів подрібнювальних тіл на роботу барабанних млинів

Надання швидкості подрібнювальним тілам здійснюється гравітаційними силами (барабанні і вібраційні млини), струменями (струминні млини), відцентровими силами (роторні млини-дробарки).

Швидкість подрібнювального тіла при його ударі по зерну може бути отримана з рівняння (24) (3.104)

$$v_y = \sqrt{2AmD/(m_1N)}. \quad (29)$$

Таким чином, швидкість удару залежить від співвідношення мас подрібнювального тіла і зерна вихідного матеріалу, діаметра шару подрібнювального середовища і числа зерен, які піддаються удару.

При тонкому подрібненні матеріалів необхідні великі швидкості ударів (більше 100 м/с), тому при тонкому і надтонкому подрібненні доцільно створювати сприятливі умови для стирання, якщо при цьому забезпечується необхідний ступінь розкриття рудних і нерудних мінералів з мінімальним їх переподрібненням.

Вихід розрахункового класу (-0,074 мм) при подрібненні пропорційний числу ударів подрібнювальних тіл по зернах руди.

У барабанному млині число ударів C по одному рудному зерну з середньою масою m_1 прямо пропорційне числу подрібнювальних тіл, що знаходяться у млині G_1/m , частоті обертання барабана n , числу циклів подрібнювального середовища Z , тривалості подрібнення t і обернено пропорційне числу рудних зерен масою m_1 у млині (G_2/Nm_1)

$$C = \frac{G_1Nm_1nZt}{mG_2} \cdot \frac{G_2}{G_1 + G_2}, \quad (30)$$

де G_1 і G_2 – маса подрібнювальних тіл і руди, що знаходяться у млині, кг; m – маса подрібнювального тіла, кг; N – число зерен вихідного матеріалу масою m_1 , які потрапляють під удар подрібнювального тіла масою m .

Імовірність удару подрібнювального тіла по зерну орієнтовно визначається відношенням $G_2/(G_1+G_2)$. При відносній частоті обертання барабана млина $\psi=0,8$ формула (3.110) може бути перетворена так

$$C = \frac{G_1Nm_1Z}{m(G_1 + G_2)} \cdot \frac{34}{\sqrt{D}} \cdot \frac{L}{v_m}, \quad (31)$$

де D і L – діаметр і довжина барабана млина (внутрішні), м; v_m – швидкість руху матеріалу вздовж барабана млина, м/с.

Для даної руди при $\psi=\text{const}$, $34G_1Nm_1Z/[m(G_1+G_2)]=\text{const}$, і постійній швидкості руху матеріалу вздовж млина v_m

$$C = RL/\sqrt{D}, \quad (32)$$

де $R=34G_1Nm_1Z/[m(G_1+G_2)v_m]$ – коефіцієнт пропорційності.

При постійному відношенні $D:L$ і рівності коефіцієнтів пропорційності $R_1=R_2$ для порівнюваних млинів зі збільшенням розміру млина спостерігається така залежність

$$C_2 = C_1 \cdot \frac{L_2}{L_1} \cdot \left(\frac{D_1}{D_2}\right)^{0,5}. \quad (33)$$

Тобто число ударів подрібнювальних тіл збільшується зі збільшенням довжини барабана і зменшенням його діаметра.

5. Потужність, споживана барабаними млинами: основні вирази

Потужність, що витрачається для приведення у рух подрібнювальних тіл (куль, стержнів, руди), називається корисною потужністю N (кВт). Потужність, що витрачається на обертання барабана $N_{\bar{o}}$ (кВт), визначається за формулою, кВт

$$N_{\bar{o}} = N + N_x + N_{\partial}, \quad (34)$$

де N_x – потужність, що витрачається у режимі холостого ходу (без подрібнення), кВт; N_{∂} – додаткова потужність, що витрачається на подолання сил тертя у цапфах млина при завантаженні подрібнювального середовища, кВт.

Потужність на валу двигуна буде, кВт

$$N_{\partial\partial} = N_{\bar{o}}/\eta, \quad (35)$$

де η – ККД привода (при орієнтованих розрахунках $\eta=0,8$).

Установлена (номінальна) потужність електродвигуна, кВт

$$N_{e\partial} = k_3 N_{\partial\partial}, \quad (36)$$

де k_3 – коефіцієнт запасу (при розрахунках приймається $k_3=1,1$).

Повна потужність, що споживається електродвигуном з електромережі, кВт

$$N_{ec} = N_{ed} / \eta_{ed}, \quad (37)$$

де η_{ed} - ККД електродвигуна (у середньому $\eta_{ed}=0,92$).

Потужність, що витрачається тільки на тертя у головних підшипниках $N_n = N_x + N_\theta$, визначається у залежності від потужності на обертання барабана при концентрично розташованому навантаженні, яке дорівнює по масі загальному завантаженню барабана.

Для млинів діаметром більше 2 м втрати потужності N_n у вінцевій зубчатій передачі і підшипниках вала шестерні складає приблизно 2,5 % від корисної потужності і тоді з урахуванням зазначеного, кВт

$$N_{ec} = 1,025N / \eta \eta_{ed}, \quad (38)$$

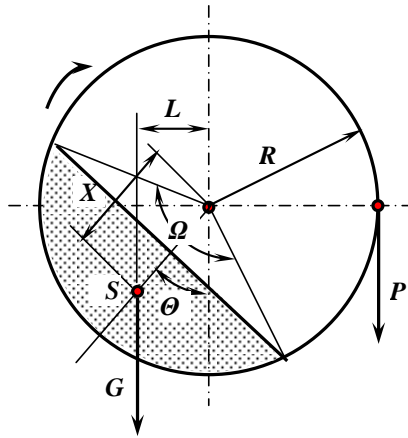
З використанням формули (38) можна орієнтовано визначити корисну потужність N , якщо відома N_{ec} .

Корисна потужність, що споживається кульовим млином при каскадному режимі подрібнення (рис. 2.), може бути розрахована за формулою С.Є. Андреева

$$N = 3,63D^{2,5}L\gamma\psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \Theta, \quad (39)$$

де D, L - діаметр і довжина барабана, м; γ - насипна густина куль, т/м³.

Рис. 2. Схема каскадного режиму роботи барабанного млина



З урахуванням того, що маса завантаження $G = L\gamma\varphi\pi D^2 / 4$, маємо

$$N = 4,62 \frac{G}{\varphi} \psi \sqrt{D} \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \Theta, \quad (40)$$

де G - маса кульового завантаження, т; φ -ступінь заповнення барабана млина кулями, частки од.; ψ -відносна частота обертання барабана, частки од.; D -внутрішній діаметр барабана млина, м; Ω -центральний кут кругового сегмента; Θ -кут повороту кульового навантаження.

Для млинів різних розмірів при однакових φ і ψ кути Ω і Θ залишаються постійними. Тому у формулі (3.119) добуток усіх постійних можна замінити одним коефіцієнтом k

$$k = 3,63\psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \Theta, \quad (41)$$

тоді

$$N = kD^{2,5}L.$$

З використанням формули (42) можна визначити потужність проектного млина, який працює в аналогічних умовах.

Для розрахунку потужності, що споживається млином при водоспадному режимі, Н.П. Неронов запропонував формулу

$$N = 3,46 \frac{M}{\varphi} \sqrt{D} \varphi^3 \left[2(1-k^4) - \frac{4}{3} \psi^4 (1-k^6) \right],$$

де M - маса куль у млині, т; φ -ступінь заповнення млина кулями, частки од.; D -діаметр барабана млина, м; ψ -відносна частота обертання барабана млина, частки од.; k -відношення радіусів внутрішнього і зовнішнього шарів подрібнювальних тіл (див. рис. 1.).

У формулі (43) за корисну потужність прийнято вважати тільки потужність, яка витрачається для підйому куль від точки падіння на колові траєкторії до точки переходу на параболічну траєкторію. Формула (43) одержана без урахування ковзання куль по футеровці барабана, тому її застосування обмежене. В.А. Олевський запропонував узагальнену формулу для розрахунку корисної потужності N_6 (кВт)

$$N_{\sigma} = N = N_o S,$$

де N_o - основний параметр потужності; S - безрозмірний параметр режиму, що залежить від φ і ψ

$$N_{\sigma} = A\gamma W\sqrt{DS},$$

де A - константа С.Є. Андрєєва ($A = g\sqrt{g} / \pi = 231 \text{ м}^{1.5}/\text{с}^3$); γ - насипна густина куль ($\gamma_c=4,6 \text{ т/м}^3$); V - об'єм барабана, м^3 ; D - внутрішній діаметр барабана, м.

Для визначення залежності $S = f(\varphi, \psi)$ запропоновано декілька теоретичних і емпіричних формул, але тому що на збагачувальних фабриках частіше застосовується змішаний режим, рекомендовано при розрахунку потужності користуватися емпіричними формулами для змішаного режиму.

При постійних ступені заповнення φ і швидкості обертання ψ теоретична формула для визначення корисної потужності N при водоспадному режимі подрібнення має вигляд

$$N = k_1 D^{2.5} L,$$

де k - коефіцієнт пропорційності.

Для розрахунку потужності, що споживається млином при змішаному режимі, звичайно використовують формулу

$$N = 3,3\sqrt{2}\gamma D^{2.5} L\varphi^{0.9}\psi,$$

де D і L - діаметр і довжина млина, м; γ , φ , ψ - мають ті ж самі значення.

Для визначення корисної потужності, що споживається млином самоподрібнення типу ММС, рекомендована формула, у яку введені додатково коефіцієнт k_c , що враховує перехід від сухого способу подрібнення до мокрого, і коефіцієнт k_e , що враховує зміну вмісту твердого у пульпі

$$N = 3,3\sqrt{2}\gamma_p D^{2.5} L\varphi^{0.9}\psi k_c k_e, \quad (48)$$

де γ_p - насипна густина завантаження млина, т/м^3 .

При вмісті твердого $55 < p < 75$ % $k_c = 1,1 \div 1,2$; $k_e = 0,93 + 0,007(p - 55)$. При $0,35 < \varphi < 0,4$ і $0,75 n_{кр} < \psi < 0,8 n_{кр}$ розходження між розрахунковими і дослідними даними не перевищує 4-10 %.

Для розрахунку корисної потужності, що споживається кульовими N_k (кВт) і стержневими N_c (кВт) млинами, а також млинами само- і напівсамоподрібнення N_{cn} (кВт) Бонд запропонував такі емпіричні формули:

для млинів кульових, рудного само- і напівсамоподрібнення:

$$N_k = N_{cn} = 3,86 D^{2.3} L \gamma_p \psi (3,2 - 3\varphi) \psi (1 - 0,1 / 2^{9-10\psi}), \quad 9)$$

де D і L - внутрішні діаметр і довжина млина, м; γ_p - насипна густина подрібнювального середовища, т/м^3 ; φ - ступінь заповнення млина навантаженням (для млинів само- і напівсамоподрібнення $\varphi = 0,3 - 0,35$), частки од.; ψ - відносна частота обертання млина, частки од.

За формулою (49) знаходять потужність на валу малої шестерні зубчатої вінцевої передачі для млинів зливного типу. Для млинів мокрого подрібнення з розвантаженням через решітку вводиться поправочний коефіцієнт $k_1 = 1,12 - 1,15$, а для млинів сухого подрібнення - коефіцієнт $k_2 = 1,08$;

для стержневих млинів:

$$N_c = 1,375 D^{2.33} L \gamma_c \varphi (6,3 - 5,4\varphi) \psi,$$

де γ_c - насипна густина стержневого навантаження, т/м^3 (для нових стержнів $\gamma_c = 6,25 \text{ т/м}^3$; для відсортованих стержнів, що були у роботі $\gamma_c = 5,75 \text{ т/м}^3$; для стержнів, що були у роботі, але невідсортованих $\gamma_c = 5,6 \text{ т/м}^3$).

Висновки. Виконано аналіз чинників, які визначають потужність, споживану барабанными млинами при подрібненні мінеральної сировини.

Викладені основні математичні вирази, рекомендовані для розрахунку корисної потужності, що споживається кульовими і стержневими млинами, а також млинами само- і напівсамоподрібнення.

Одержані результати можуть бути використані для розрахунку корисної потужності, що споживається як млинами, працюючими на збагачувальних фабриках так і при їх проектуванні.

Список літератури

1. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980. – 415с.
2. Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1982.– 518 с.
3. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1985. – 285с.
4. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. –296 с.
5. Справочник по обогащению руд: Т. 1. Подготовительные процессы./ Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского – М.: Недра, 1982. – 366с.
6. Справочник по обогащению углей./ Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. – М.: Недра, 1984.– 614 с.
7. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: Кн. 1 / Редкол. О.Н. Тихонов и др. – М.: Недра, 1988.– 374 с.
8. Сокур М.І., Білецький В.С., Божик Д.П., Сокур І.М., Сокур Л.М., Математична модель проходження матеріалу через розвантажувальні грати барабанного млина. // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2017. – Вип. 66(107). – С. 88-95.
9. Сокур М.І., Білецький В.С., Божик Д.П., Сокур І.М. Модель руху матеріалу в проточній частині барабанного млина// Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2017. – Вип. 66(107). – С. 28-35.
10. Сокур М.І., Білецький В.С., Божик Д.П., Сокур І.М. Моделювання процесів у розвантажувальному вузлі барабанного млина. //Качество минерального сырья/Сборник научных трудов. 2017. С. 387-396.
11. Сокур М.І., Білецький В.С., Сокур Л.М., Сокур І.М. Математичне моделювання електроспоживання на дробильно-подрібнюючих комплексах ГЗК // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2017. – Вип. 65(106). – С. 72-77.
12. N. Sokur, V. Biletskyy, L. Sokur, D. Bozyk, I. Sokur. Investigation of the process of crushing solid materials in the centrifugal disintegrators // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. 3/7 (81) 2016. P. 34-40.
13. Rambabu Pothina, Vladislav Kecojevic e. a. A Gyrotory Crusher Model and Impact Parameters Related to Energy Consumption. // Minerals and Metallurgical Processing 24(3). August 2007. P. 170-180 .
14. James G. Donovan. Fracture toughness based models for the prediction of power consumption, product size, and capacity of jaw crushers //Dissertation submitted to the Faculty of the Virginia Polytechnic Institute and State University in partial fulfillment of the requirements for the degree of PhD in mining and minerals engineering. Juny 2003 Blacksburg, VA. 211 p.
15. M. Silva, A. Casali. Modelling SAG milling power and specific energy consumption including the feed percentage of intermediate size particles // Minerals Engineering. № 70. – 2015. pp. 156–161.
- 116 Kanda, Yoshiteru; Kotake, Naoya (2007). "Chapter 12: Comminution Energy and Evaluation in Fine Grinding". In Salman, Agba D.; Hounslow, Michael J. Handbook of Powder Technology, Volume 12: Particle breakage. Elsevier. pp. 529–551. Retrieved August 20, 2010.

УДК 622.7

Білецький В.С., Смирнов В.О. Розрахунок потужності споживаної барабанными млинами

Метою даної роботи є огляд і аналіз чинників, які визначають потужність, споживану барабанными млинами, а також одержання математичних виразів для розрахунку корисної потужності, що споживається кульовими і стержневими млинами, а також млинами само- і напівсамоподрібнення.

Методи дослідження. Методи дослідження базуються на використанні емпіричних даних, компаративному та математичному аналізі.

Наукова новизна. Виконано аналіз чинників, які визначають потужність, споживану барабанными млинами. Викладені математичні вирази для розрахунку корисної потужності, що споживається кульовими і стержневими млинами, а також млинами само- і напівсамоподрібнення.

Практична значимість. Виконаний аналіз чинників, які визначають потужність, споживану барабанными млинами, і викладений математичний апарат може бути використано для розрахунку корисної потужності, що споживається працюючими на збагачувальних фабриках та проєктованими кульовими і стержневими млинами, млинами само- і напівсамоподрібнення.

Ключові слова: барабанний млин подрібнення мінеральної сировини, споживана потужність, розрахунок потужності.

Белецкий В.С., Смирнов В.А. Расчет потребляемой мощности барабанной мельницы

Целью данной работы является обзор и анализ факторов, определяющих мощность, потребляемую барабанными мельницами, а также получение математических выражений для расчета полезной мощности, потребляемой шаровыми и стержневыми мельницами, а также мельницами само- и полу-самоизмельчения.

Методы исследования. Методы исследования базируются на использовании эмпирических данных, компаративном и математическом анализе.

Научная новизна. Выполнен анализ факторов, определяющих мощность, потребляемую барабанными мельницами. Изложены математические выражения для расчета полезной мощности, потребляемой шаровыми и стержневыми мельницами, а также мельницами само- и полу-самоизмельчения.

Практическая значимость. Выполнено анализ факторов, определяющих мощность, потребляемую барабанными мельницами. Представлен математический аппарат который может быть использован для расчета полезной мощности, потребляемой работающими на обогатительных фабриках и проектируемыми шаровыми и стержневыми мельницами, мельницами само- и полу-самоизмельчения.

Ключевые слова: барабанная мельница измельчения минерального сырья, потребляемая мощность, расчет мощности.

Biletsky V.S., Smyrnov V.A. Calculation of consumption capacity drum mill

The purpose of this work is to review and analyze the factors determining the power consumed by the drum mills, and to obtain mathematical expressions for calculating the useful power consumed by ball and rod mills, as well as self- and semi-self-grinding mills.

Methods of research. Research methods are based on the use of empirical data, comparative and mathematical analysis.

Scientific novelty. The analysis of the factors determining the power consumed by the drum mills is performed. The mathematical expressions for computing the useful power consumed by ball and rod mills, as well as self- and semi-self-grinding mills are set forth.

Practical significance. The analysis of the factors determining the power consumed by the drum mills has been performed. A mathematical apparatus is presented that can be used to calculate the useful power consumed by workers in concentrating mills and projected ball and rod mills, self- and semi-self-milling mills.

Key words: drum mill grinding mineral raw materials, power consumption, power calculation.