リングボールミルシミュレーションモデルの開発

廻 信 康*, 正 路 一 紀*
長 谷 川 忠**

Development of Ring Ball Mill Simulation Model

by

Nobuyasu MEGURI[†], Kazunori SHOJI[†]
and Tadashi HASEGAWA^{††}

The mathematical model previously developed for a ring ball mill based on specific rates of breakage, breakage distributions, and primary and secondary classification actions was further refined. In particular, empirical expressions are presented for both primary and secondary classification actions as a function of the mill and classifier geometry and operating conditions. In addition, the scale-up factor with the make-up feed rate determined in a pilot-scale mill was further developed for larger mills. Model simulations based on parameters measured in the Hardgrove mill with the present classification models and scale-up factors correctly predicted the circuit behavior of industrial-scale mill systems.

Furthermore, some of the factors affecting the mill performance were investigated by the present simulation model. As a result, the feed size distribution and the total crushing load on balls were found to be dominant factors.

Key Words : Grinding, Classification, Ring Ball Mill, Simulation, Scale-up

1. 緒 言

石炭焚ボイラにおける燃料製造装置としての微粉炭機は、ローラミルが主流を占めており、ローラの形状によりリングロールミルとリングボールミルに分類される¹⁾。

ボイラの運用に依存する微粉炭機は、他の用途に比べて特殊性があり、永年蓄積された技術に基づいて運

転されているが、近年、使用炭種の多用化とボイラ運用面の拡大等からミルに対しても高度な技術が要求されている。

これらの課題に対応していくためには、ミル内の現象を定量的に記述する必要がある。このようなニーズに対し過去20数年来、ミル内における各粒子の粉碎、流動、混合および分級操作を、化学反応速度論に準じた粉碎速度論により取り扱う研究²⁾が活発に行われるようになってきた。また、村田らはローラミルによる粉体層圧縮の力学的解析によりローラミルの粉碎機構を考察し、ローラミルにおける最適粉碎条件の選定は、ローラ形状の設計に集約される³⁾と結言している。一方、Austinら⁴⁻⁶⁾は、リングボールミルシステムを粉碎速度論的なアプローチによりモデル化し、モデルに含まれる粉碎パラメータをリングボールミルの原型であるハードグローブ試験機⁷⁾で、分級パラメータをパイロットミル($D=430\text{ mm}$)で評価し、シミュレーショ

昭和62年10月27日受付

第25回粉体に関する討論会にて発表(1987年9月、札幌)

*バブcock日立(株)呉研究所(〒737 呉市宝町3-36)

TEL 0823-21-1161 内線 505

**バブcock日立(株)呉工場(〒737 呉市宝町6-9)

TEL 0823-21-1161 内線 337

†Babcock Hitachi K.K., Kure Research Laboratory,
3-36, Takaramachi, Kure 737

††Babcock Hitachi K.K., Kure Works, 6-9, Takaramachi,
Kure 737

ンによりパイロットミルでのスケールアップ係数を求めた。これらの論文⁴⁻⁶⁾は、リングボールミルの粉碎特性および内部現象を明らかにする画期的なものであるが、分級特性をパイロットミルシステムでの試験範囲で評価し、分級器のスケールアップについては言及していないため、パイロット以外の適用に対して精度上問題がある。

本報では、Austinらのモデル⁵⁾に、粉碎のスケールアップ則と、要素実験および大型ミルの運転データ解析により得られた分級性能とを導入し、リングボールミルの粉碎特性を予測できる静特性モデルの高精度化をはかり、大型ミルの運転データと比較してモデルの妥当性を検証した。さらに微粉炭粒度におよぼす操作条件などの影響について検討した。

2. リングボールミルのモデル化

2.1 ミルの概要

Fig. 1 にリングボールミルの概略を示し、**Fig. 2** にミル内の石炭、空気の流れを示す。石炭は、ミル中央の給炭管をへてミル内へ導かれ、回転している粉碎テーブル上へ供給される。粉碎テーブル上の石炭は、遠心力により外周へ加速され、加圧された複数の粉碎ボールと下部粉碎リング間を通過する際に粉碎され、スロート上部の流動層部へ運ばれる。

一方、空気はスロートプレートをへてミル内へ供給され、粉碎された石炭を流動層部より吹き上げる。吹き上げられた石炭のうち比較的細かい粒子は、分級器

Fig. 1 An industrial ring ball mill

Fig. 2 Flow patterns of coals and air in mill

入口まで輸送され、粗い粒子は空気の流速低下に伴い、気流から分離され、再び粉碎テーブル上へ戻される（一次分級）。分級器内へ入った空気および石炭粒子は、ベーンにより旋回流となり、遠心力により細かい粒子と粗い粒子に分離され、粗い粒子は再び粉碎テーブル上へ戻される（二次分級）。

2.2 リングボールミルモデル

Austinら⁵⁾はパイロットミルのシミュレーションの作成にあたり、**Fig. 3** に示すようにリングボールミルをモデル化し、物質収支式を導いた。添字 i は粒度の区間番号で、石炭の全粒度区間を n 分割し、トップサイズの粒度区間から $1, 2, \dots, j, \dots, i-1, i, i+1, \dots, n$ とし、粒度区間幅を $\sqrt{2}$ シリーズのふるいで定義する⁵⁾。すなわち粒度区間 i の上限径 x_i とすれば、下限径 x_{i+1} は $\frac{1}{\sqrt{2}} x_i$ となる。また粉碎部を完全混合とすれば、粒度区間 i 粒子に関する粉碎部回りの物質収支は、次式で表わされる⁵⁾。

$$F'w_i = F'f_i' - S_i w_i W + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} S_j w_j W \quad (1)$$

つぎに一次分級部の物質収支について考える。 c_i' を一次分級部の部分分離効率とすると Eqs. (2) および (3) が成立する。

$$T' t_i' = F' w_i c_i' \quad (2)$$

$$F P_i = F' w_i (1 - c_i') \quad (3)$$

一次分級部から二次分級部への流入量 F に対する粉碎部への戻り量 T' の比を一次分級回りの循環比 C' と定義する。すなわち $C' = T'/F$ である。以下同様に各部の物質収支をとる。

Fig. 3 Nomenclature for complete circuit with primary and secondary classification

給炭管からミルへ供給される粒子の粒度分布 g_i で Eq.(1) を書き直すと下記の式が導かれる⁵⁾。

$$\bar{w}_i = \frac{g_i + (1/F') \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} A_j \bar{w}_j}{(A_i/F') + (1-c_i')(1-c_i)} \quad (4)$$

ここで、

$$A_i = S_i W \quad (5)$$

$$\bar{w}_i = (1+C')(1+C) w_i \quad (6)$$

である。Eq.(6)の両辺を $i=1$ から $i=n$ まで積算すると

$$\begin{aligned} \sum_{i=1}^n \bar{w}_i &= (1+C')(1+C) \sum_{i=1}^n w_i \\ &= (1+C')(1+C) \\ &= (1+\bar{C}) \end{aligned} \quad (7)$$

となる。 $\bar{C}$ はミル内のトータルの循環比を表わしている。

またミル出口石炭量 Q と粉砕部通過量 F' の関係は、

$$Q = \frac{F'}{(1+C')(1+C)} \quad (8)$$

となる (Fig. 3 参照)。ミル出口の微粉炭粒度分布 q_i は Eq.(9) で示される。

$$q_i = (1+C')(1+C)(1-c_i')(1-c_i) w_i \quad (9)$$

一次分級回りの循環比 C' および二次分級回りの循環比 C は、Eqs.(10) および (11) で計算できる。

$$1+C' = \frac{1}{\sum_{i=1}^n w_i (1-c_i')} \quad (10)$$

$$1+C = (1+\bar{C}) \sum_{i=1}^n w_i (1-c_i) \quad (11)$$

上記 Eq.(4) は、ミルの粉砕特性を表わす物質収支式であり、 g_i 、 A_i 、 b_{ij} 、 c_i' 、 c_i および F' の値を与えると $i=1$ より逐次 $\bar{w}_i$ の値が計算できる。さらに Eq.(7) より $(1+C')(1+C)$ 、Eq.(6) より w_i 、Eq.(9) よりミル出口の微粉炭粒度分布 q_i 、Eq.(8) よりミル出口石炭量 Q 、Eqs.(10) および (11) より循環比 C' 、 C を順次計算することができる。

2.3 解析方法

Eq.(4) を解くためには、 A_i 、 b_{ij} 、 c_i' 、 c_i および F' の因子を石炭種、装置の寸法、操作条件等の関数で表わすことが必要となる。粒子が粉砕される速度 A_i および粉砕部通過量 F' は、ミルの寸法と運転条件に大きく依存し、実機ミルでの測定は困難である。しかしながら Eq.(4) において、 q_i 、 b_{ij} 、 c_i' 、 c_i が与えられると、 A_i/F' が一定の条件では、 $\bar{w}_i$ は常に一定の値になり、ミル出口の微粉炭粒度分布 q_i も常に同一の値になるこ

とがわかる。

したがって粉砕パラメータ A_i と b_{ij} については、Austin らがハードグローブ試験機で測定した値⁴⁾を用い、分級パラメータ c_i' および c_i は、要素実験結果と実機ミルのデータの解析により得られた分級性能を用いさらにミル諸元と粉砕量に基づいたスケールアップ則を用いて、シミュレーションによる解析を行った。

3. リングボールミルシミュレーションモデル

3.1 粉砕パラメータ

粉砕過程を記述するパラメータの一つは、粉砕分布パラメータ b_{ij} であり、これを累積形すなわち粒度区間 j 粒子が粉砕されて区間 i 以下の粒子になる割合を B_{ij} で表わすと、

$$B_{ij} = \sum_{k=i}^n b_{kj} \quad (12)$$

となる。この粉砕分布定数 B_{ij} は、粉砕される粒子がボール径よりも十分小さいときは、粉砕される粒子径に対して規格化され、かつミルサイズに依存しないことが報告されており⁵⁾、次式で表現できる。

$$B_{ij} = \phi (x_{i-1}/x_j)^r + (1-\phi)(x_{i-1}/x_j)^\beta \quad (13)$$

ここで r 、 ϕ 、 β の値は石炭の特性値であり、Austin らの値⁵⁾を用いた。

一方、粉砕速度定数 S_i について Austin らは、パイロットミルのバッチ試験結果とハードグローブ試験機での測定結果を比較検討し、 S_i の値には最大値が存在し、カーブの左側の範囲では、 $S_i = ax_i^\alpha$ が成立し、 α の値は二つのミルで同一であると述べている。 $S_i = ax_i^\alpha$ が成立する範囲は、ボール径を d とすると大略 $x_{max} \leq 0.1d$ であり、大型ミルでは、すべての粒子がこの範囲内にあり、ハードグローブ試験機で測定した S_i は、全粒度範囲に対して $S_i = ax_i^\alpha$ が成立するとした。なお、 a および α の H.G.I. 依存性については、Austin らの値⁵⁾を用いた。

3.2 分級パラメータ

3.2.1 一次分級性能

大型ミルの一次分級部を二次元化した実験装置を用いて、分級性能におよぼす諸因子の影響について検討した。Fig. 4 に実験装置の概略を示す。実験は常温、常圧下で行った。実験では、まず装置内に一次分級部を循環する粗粒(粒径: 2~10 mm)を充填する。つぎに空気流量を所定の値に設定し、一次分級部に粗粒を循環させた後にロータリーバルブを稼動し、ホップより細粒(重量平均径: 0.8 mm)を供給する。循環粒子が一回転する前に空気および細粒の供給を停止し、実験

Fig. 4 Experimental apparatus for primary classification

Fig. 5 Grade efficiency curves for primary classification

を終了する。実験終了後は、供給石炭(①)と一次分級部通過石炭(②と③)の量および粒径分布を測定し、部分分離効率を求めた。

Fig. 5 に結果の一例を示す。Fig. 5 より一次分級性能は、空気量によって大きく変化していることが示されており、また分離径 x_{50}^* は空気量 A に比例することが明らかとなった。このようにして一次分級部の部分分離効率 c_i' を整理し、次式で書き表わした。

$$c_i' = 0.98 \left[1 - \exp \left\{ - \left(0.847 \frac{x}{x_{50}^*} \right)^{2.29} \right\} \right] \quad (14)$$

$$x_{50}^* = k_1 A \quad (15)$$

ここで k_1 は装置の大きさによって決定される比例定数である。

3.2.2 二次分級性能(分級器性能)

リングボールミルの分級器は、サイクロン型分級器が従来から使用されている。このサイクロン型分級器の性能に関しては、モデル分級器による実験で構造因子と操作条件の影響を明らかにし、さらに大型ミルのデータ解析によりスケールアップファクタを決定した。

実験は、Fig. 6 に示した実験装置を用いて常温、常圧下で行った。空気量を所定値に設定した後、ロータリフィーダより石炭をある一定時間供給する。分級器で分離された粗粒は、分級器下部に備えられたホッパ

Fig. 6 Experimental apparatus for secondary classification

Fig. 7 Effect of vane angle on grade efficiency of secondary classification

で捕集される。一方、分級器を通過した微粒は、バグフィルタで全量捕集される。実験終了後は、各々の捕集石炭を秤量し、粒径分布を測定し、部分分離効率を求めた。

このようにして得られた結果の一例をFig. 7 に示す。Fig. 7 は、直径 $D_c = \phi 380$ の分級器を用いてベーン角度 θ (分級器の中心とベーンとがなす角度) を調節し、ベーン出口流速 v_0 を変化させた場合の分級器の性能を示している。 θ を大きくして v_0 を上げると部分分離効率 c_i は向上するが、 v_0 がある値以上になると、粗粒の分離効率が低下している。これはサイクロンでいわれている再飛散現象と考えられる⁸⁾。

分級器性能の影響因子として、この他に分級器入口の粒子濃度 (F/A) 、分級器の内筒長さ L 等があり、ある一定構造のサイクロン型分級器に対して、部分分離効率 c_i は次式で整理することができた。

$$c_i = 0.99 \left[1 - \exp \left\{ - \left(0.715 \frac{x}{x_{50}^*} \right)^{1.12} \right\} \right] \quad (16)$$

$$x_{50}^{**} = k_2 \left(\frac{v_0^2}{g D_c} \right)^{-0.56} \left(\frac{F}{A} \right)^{0.15} \left(\frac{L}{H} \right)^{-0.41} \left(\frac{D_c}{D_c^*} \right)^{0.30} \quad (17)$$

ここで k_2 は分級器構造によって決定される比例定数

Fig. 8 Scale-up factor as a function of through-put : Pilot mill (after Austin, et al.⁵⁾)

である。なお Eqs.(14)および(16)において、0.98 および 0.99 を使用するの、分離効率それぞれ 0.98、0.99 で飽和するためである。

3.3 スケールアップ係数

Austinら⁵⁾は、パイロットミル($D=430$ mm)で用いた供給石炭の粒度分布 g_i 、パイロットミルの c_i' 、 c_i およびハードグローブ試験機で測定した $A_i (=S_i W)$ を用いて、 F' を任意に変えた計算を行い、ミル出口の微粉炭粒度分布 q_i がパイロットミルの実測値と一致するまで計算を繰り返した。一致した時の粉碎容量 (ミル出口石炭量) をシミュレーション上の粉碎容量 Q_{sim} (パイロットミルと同一の分級性能を有するハードグローブ試験機での仮想粉碎容量) とした。 Q_{sim} とパイロットミルの粉碎容量 Q とからスケールアップ係数 k を、 $Q = k Q_{sim}$ で定義した。

Fig. 8 に Austin らがパイロットミルで求めたスケールアップ係数 k と粉碎容量 Q の関係を示す⁵⁾。 k は Q の増加とともに大きくなり、ある一定値で飽和する。この飽和した k の最大値を k_m 、 $1/2 k_m$ に相当する Q の値を Q_n とすると、パイロットミルに関して、 k は次式で表わされる⁵⁾。

$$\frac{k}{k_m} = \frac{1}{1 + (Q/Q_n)^{-2.7}} \quad (18)$$

$$Q_n \propto k_m S_{16 \times 20} \quad (19)$$

絶対粉碎速度 A_i は、下記の式が成立することが認められている^{5,6)}。

$$A_i \propto M \omega D \quad (20)$$

ここで M は下部粉碎リングにかかる荷重 (以下粉碎荷重と称す)、 ω は粉碎テーブルの回転速度、 D はレース径である。 k_m は A_i に比例するので、大型ミルの k_m は次式で表わされる。

$$k_m = k_0 M \omega D \quad (21)$$

4. シミュレーションモデルによる検討

4.1 モデルの検証

Fig. 9 に大型ミル($D=1,780$, $D=2,160$ および $D=3,300$ mm) の運転データとシミュレーション結果を示す。シミュレーションでは、供給石炭の粒度は最大粒径を 38 mm とした。またその粒度分布は、Rosin-Rammler 分布にしたがうものとし、均等数 n は 0.7 を用いた (Fig. 10 参照)。

Fig. 9 に示した例では、石炭の粉碎性を表わす $H.G.I.$ は、各ミルで異なっているが、いずれのミルにおいてもデータとシミュレーション結果は、ほぼ一致しており、本シミュレーションモデルの妥当性を十分検証できたものと考えられる。

4.2 供給石炭の粒度の影響

石炭の粉碎性が標準的な $H.G.I. = 50$ の条件で、供給石炭の粒度分布がミル出口の微粉炭の粒度分布および粉碎部通過量 F' に与える影響を調べた。供給石炭の

Fig. 9 Comparison of simulated and operating capacities and fineness for large-scale mills

Fig. 10 Particle size distribution of raw coal for simulation

Fig. 11 Effect of feed size on mill performance (simulation)

粒度分布は、Fig. 10 に示すように均等数 n を0.5, 0.7 および1.0の3種類で、最大粒径は38mmとした。なお、各々の200メッシュパスは、13.2% ($n=0.5$)、5.0% ($n=0.7$) および1.2% ($n=1.0$)である。

Fig. 11 には大型ミル($D=1,780$ mm)のシミュレーション結果を示す。Fig. 11 の結果は、分級器のベーン角度 θ を一定条件で計算した。供給石炭の n を小さくし200メッシュパスを増加させると、ミル出口の微粉炭の粒度は細くなり、向上する。また80~100%のミル負荷では、ミル負荷を下げると出口粒度は細くなり、向上するが、ミル負荷が80%以下では、粒度はほぼ一定となる。

一方、粉砕部通過量 F' はミル負荷100%における供給石炭量 G を1として表わしているが、供給石炭の粒度が細くなると F' は減少する。また80~100%のミル負荷において、 F' の変化が大きい。

これらの結果は従来の乾式チューブミルや湿式粉砕の結果と異なる。チューブミルは微粉砕機であるため供給石炭の粒度の影響は顕著でないが、一般にローラミルは、中砕機であって過粉砕を避け、分級器において粗粉を循環し、微粉を製品として取り出すシステムであり、このため供給石炭の粒度の影響がでたものと

Fig. 12 Effect of the total crushing load on fineness for large-scale mill (simulation)

考えられる。またこのようなシステムがローラミルの粉砕動力が低い理由の一つである。チューブミルにおいては、循環負荷 $(1+\bar{C})$ がローラミルのような5~10の大きい条件での運転は少ない⁹⁾。

4.3 粉砕荷重の影響

Fig. 12 に粉砕荷重 M の影響を示す。Fig. 12 よりミル出口の粒度および粉砕部通過量 F' に与える M の影響は、ミル負荷80%以上の高負荷において顕著である。とくにミル負荷100%においては、 M を設計値より22%減らすと、ミル出口微粉炭粒度は大幅に低下し、粉砕部通過石炭量 F' は約1.6倍に増加する。また M を設計値より10%増やすと、ミル出口粒度は向上し、 F' は約9割に減少する。

一方、ミル負荷70%以下の低負荷域では、 M を変化させてもミル出口の粒度および F' はほとんど変化しない。

5. ま と め

リングボールミルに関する基本モデルに粉砕部と分級部のスケールアップ則を導入することにより、大型ミルの静特性を記述できるシミュレーションモデルを開発した。

Nomenclature

A	: air flow rate	[kg/min]	b_1	: constant	[-]
A^*	: base air flow rate	[kg/min]	C	: circulation ratio at secondary classification zone	[-]
A_i	: absolute rate of breakage of size i	[g/min]	C'	: circulation ratio at primary classification zone	[-]
a	: S_i parameter	[-]	$\bar{C}$	: net circulation ratio	[-]
B_{ij}	: cumulative breakage distribution parameter	[-]	c_i	: partial separation efficiency of size i at secondary classification	[-]
b_{ij}	: fraction of material just broken from size interval j which appears in size interval i (smaller size)	[-]			

c'_i : partial separation efficiency of size i at primary classification	[—]	Q_{sim} : simulated through-put	[kg/min]
D : diameter of the center of the race	[mm]	q : wt. fraction-200 mesh in mill output	[—]
D_c : diameter of cyclone-type classifier	[—]	q^* : base wt. fraction of-200 mesh in mill output	[—]
d : diameter of grinding ball	[mm]	q_i : wt. fraction of size i in mill output	[—]
F : coal flow rate at classifier inlet	[kg/min]	S_i : specific rate of breakage of size i	[1/min]
F' : coal flow rate at grinding zone	[kg/min]	$S_{16 \times 20}$: the specific rate of breakage of size 16×20 mesh	[1/min]
f_i : wt. fraction of size i in combined feed of raw coal and secondary classifier tailings	[—]	T : return coal flow rate from secondary classification zone to the mill	[kg/min]
f'_1 : wt. fraction of size i in feed to the grinding zone	[—]	T' : return coal flow rate from primary classification zone to the mill	[kg/min]
G : coal feed rate	[kg/min]	t_i : wt. fraction of size i in secondary classifier tailings	[—]
G^* : base coal feed rate	[kg/min]	t'_i : wt. fraction of size i in primary classifier tailings	[—]
g : acceleration due to gravity	[m ² /s]	v_0 : air velocity at classifier inlet	[m/s]
g_i : wt. fraction of size i in make-up feed	[—]	W : hold-up in the mill	[kg]
H : vane height	[m]	w_i : wt. fraction of size i in hold-up	[—]
$H.G.I.$: Hardgrove grindability index	[—]	x : particle size	[μm]
k : scale-up factor	[—]	x_i : particle size of interval i	[μm]
k_m : largest value of scale-up factor	[—]	x_{50} : critical cut size	[μm]
k_0 : empirical factor	[—]	x_{50}^* : base cut size of primary classification	[μm]
k_1, k_2 : proportionality constant	[—]	x_{50}^{**} : base cut size of secondary classification	[μm]
L : outlet skirt length	[m]	α : S_i parameter	[—]
M : crushing load	[N]	β : B_{ij} parameter	[—]
M^* : base crushing load	[N]	τ : B_{ij} parameter	[—]
n : distribution constant	[—]	ϕ : B_{ij} parameter	[—]
p_i : wt. fraction of size i in feed to the secondary classifier	[—]	θ : vane angle	[degree]
Q : through-put	[kg/min]	ω : rotational speed of mill	[rpm]
Q_H : through-put of Hardgrove mill	[kg/min]		
Q_n : through-put of at $k/k_m=0.5$	[kg/min]		

References

- 1) Funtaikogakukai : "Funtaiogaku-Yogojiten", p. 436, Nikkan Kogyo(1981)
- 2) Austin, L. G. : *Powder Technol.*, **5**, 1~17 (1971/72)
- 3) Murata, H., N. Higashihata and M. Nitta : *J. Soc. Powder Technol., Japan*, **22**, 375 (1985)
- 4) Austin, L. G., et al : *Powder Technol.*, **29**, 263~275 (1981)
- 5) Austin, L. G., K. Shoji and P. T. Luckie : *Powder Technol.*, **33**, 113~125 (1982)
- 6) Austin, L. G., K. Shoji and P. T. Luckie : *Powder Technol.*, **33**, 127~134 (1982)
- 7) ASTM Designation : D409~71 (1980)
- 8) 例えば Svarosky, L. : "Handbook of Powder Technology, Vol. 3 : Solid-Gas Separation", p. 40, Elsevier (1981)
- 9) 例えば Tanaka, T. : "Funtai Process Nyumon", p. 143, Kogaku Tosho (1968)