

子の形成によるものがあるが、このうちどちらの要因が卓越するかは主に立坑径と立坑投入鉱石の粒度分布の相対的な関係に依存する。このため粒度分布を把握することにより、それぞれの要因に見合った適切な対策を立てることが可能になる。

垂直立坑システムよりも斜坑システムの方が鉱石がよく混合されるのではないかといたことが従来から現場で言われてきたが、斜坑内における混合のメカニズムや定量的な混合特性が十分に把握されていなかったため推測の域でることにはなかつた。斜坑内における混合のメカニズムについては第3章において考察しているため、本章では主に実際の鉱石立坑システムにおいて測定された混合特性のデータにより、斜坑部特有の混合の発生を裏付けることを試みる。混合特性の測定は新潟県の田海鉱山、福岡県の香春鉱山、山梨県の甲州採石、といった垂直立坑を持つシステム、また埼玉県の武甲鉱山、北海道の炭朗鉱山、といった斜坑を持つシステム、さらに参考のためホッパーのみを有する大分県風の戸鉱山のシステムについて行った。特に、シュート、ホッパー一部の構造が等しく、一方は長い垂直立坑を、他方が比較的短い斜坑を有する田海鉱山と炭朗鉱山のシステムの混合特性に基づき、斜坑部特有の混合の発生を検証し、さらに斜坑内における鉱石の見かけ降下速度場（定義については第3章を参照されたい）の推定を試みる。

4-2 立坑投入鉱石の粒度分布

(a) 鉱石の大きさ

言うまでもなく立坑投入鉱石は、いろいろな大きさや形を持つ多くの粒子からなる。構成粒子群の平均的な大きさの概念を粒度という。粒度分布を求めるためには個々の粒子の大きさの評価基準が必要である。形状が不規則な粉粒体の大きさの評価基準としては篩のメッシュが一般的であるが、これ以外にも、粒子を球や直方体など幾何学的に単純な立方体に還元して考え、その種々の代表寸法を用いるものがある。さらに、粉体現象との対応性を考慮した各種相当径が定義されている¹⁾。

起砕鉱石の場合その構成粒子の大きさの範囲が広すぎるため、篩分けをすることが容易でない。このため、篩のメッシュに代わる大きさの評価基準として等体積球相当径を導入する。体積 V (cm³)、重量 W (kg)、比重 ρ の鉱石の場合、等体積球相当径 D_{eq} (cm)は、

$$D_{eq} = \left[\frac{6V}{\pi} \right]^{1/3}$$

または、

$$D_{eq} = \left[\frac{6000W}{\pi\rho} \right]^{1/3}$$

で表される。つまり等体積球相当径は、その粒子と同じ体積を持った球の直径であり、形状の不規則な粉粒体の粒度分布をガラスビーズなどの球状のもので

再現するのに適している。ただし、形状の不規則な粉粒体を球状の粉粒体で置き換えた場合、充填率（=かさ密度/粒子密度）や内部摩擦角に対する形状効果の違いから問題の再現は定性的な範囲にとどまる。

(b) 鉾石の体積

立坑投入鉾石の粒度分布をよく代表していると考えられる任意の単位ロット内の鉾石の、等体積球相当径による粒度分布（以後単に粒度分布と称する）を求める場合、何らかの形で個々の鉾石の体積、または、比重と重量を求める必要がある。片手で持てるような小さなものは別として、大きな鉾石の場合個々の重量を計測するのは容易ではない。かといって個々の鉾石を大きな水槽につけ、その水位の上昇から体積を求めるのも、ロット内の粒子の数がかなり多いため現実的ではない。一方、現場における鉾石の大きさの指標としては従来よりその最大長さ（鉾石を任意の平行な平面で挟んだ場合の平面間の距離の最大値）が使用されてきた。これは、最も測定が容易であり現実的である反面、鉾石の形状の体積への影響を考慮することができない。

形状の影響を体積に反映させるためにはいくつかの方向について長さをはかる必要がある。そこで、測定が比較的容易で、かつ、形状の体積への影響がある程度忠実に表わされる測定方向の組と体積の計算方法を求めるため、実際の起砕鉾石を用い種々のパターンについて測定試験を行った。

形状の体積への影響がどの程度忠実に表わされているかの指標として、測定

した長さの組から算出された見かけ体積 V_{app} の、重量 W と比重 ρ から求められた真の体積 V への換算係数 k のばらつき（変動係数 = k の標準偏差 / k の平均）を使用する。

$$V = \frac{W}{\rho}$$

$$V = k V_{app}$$

なので、

$$k = \frac{W}{\rho V_{app}}$$

である。 k の変動係数は V_{app} と V の相関の度合を示し、これが小さいほど両者の相関が高く、形状の体積への影響が忠実に表現されていることを示す。

体積測定を行う起砕鉾石のサンプルは、数10kgから300kg程度の中塊が35個、それより大きな大塊が11個、一人で持てる程度の小塊が、4種類の形状（平板状、球状、尖塔状、その他）毎に約10個づつ計47個、総計93個である。このうち大塊と、中塊の中でもある程度大きくて、水平に置かれた直方体の水槽（大塊用と中塊用で容積が異なる）に入れた際測定誤差が十分に小さくなる程度水位が上昇すると思われるものについては、このような水位の上昇から体積を求め、これを真の体積 V とした。水位の上昇から体積を求めた中塊のうち重量が計れるもの12個については重量も測定し比重を計算した。fig. 4-1 にそれらのものの重量と比重の関係を示す。比重の平均値は2.70、標準偏差は0.16で、鉾

石の重量に対して若干正の相関があるようにも見えるが、今回は全ての鉍石について2.70で一定と仮定した。それ以外の中塊と、全ての小塊については、この比重とそれぞれの鉍石の重量から体積を求め、これを真の体積Vとした。

長さの測定は、大塊を除きそれぞれのサンプルについて6方向づつ行われた。

6方向の長さとは、

1. 最大長さ（鉍石を任意の平行な平面で挟んだ場合の平面間の距離の最大値）

: L_1

2. 最大長さの方向に垂直な平面に、鉍石を平行投影した像の最大長さ（像に外接する任意の2本の平行線間の距離の最大値）: L_2

3. L_1 と L_2 の方向に垂直な方向の長さ: L_3

4. 最小長さ（鉍石を任意の平行な平面で挟んだ場合の平面間の距離の最小値）

: L_4

5. 最小長さの方向に垂直な平面に平行投影した像の最小長さ（像に外接する任意の2本の平行線間の距離の最小値）: L_5

6. L_4 と L_5 の方向に垂直な方向の長さ: L_6

である。これらの長さは、それぞれの鉍石をワイヤーで吊すか手で持つかして測定し正確を期した。見かけ体積は以下に示す5種類の方法により計算した。

$$V_{app1} = L_1 \cdot L_2 \cdot L_3$$

$$V_{app2} = L_4 \cdot L_5 \cdot L_6$$

$$V_{app3} = \left[\frac{L_1 + L_4}{2} \right]^3$$

$$V_{app4} = \left[\frac{L_1 + L_2}{2} \right]^3$$

$$V_{app5} = L_1^3$$

ただし大塊については L_1 のみを実測し、 L_2 及び L_3 を、写真に基づく簡易画像解析システムにより求めた。これは、 L_1 の方向の充分に離れた位置からスケールを入れてとった写真から、鉍石の輪郭とスケールをデジタルイザーによりパソコンに取り込むと自動的に L_2 、 L_3 、 V_{app} 、投影面積などを計算するものである。このため大塊の V_{app2} 、 V_{app3} は求めていない。

それぞれの計算方法により求められた見かけ体積と、真の体積から計算された全てのkの値を、大きさ、形状別（形状別は小塊のみ）にtable. 4-1a-fに示す。ここで、

$$k_1 = V / V_{app1}$$

$$k_2 = V / V_{app2}$$

$$k_3 = V / V_{app3}$$

$$k_4 = V / V_{app4}$$

$$k_5 = V / V_{app5}$$

である。table. 4-2に、それぞれのケースにおけるkの値の変動係数をまとめたものを示す。

本来、3方向の長さが反映されている k_1 と k_2 の変動係数が最も小さくなるのが自然であるが、形状別に分けた場合、尖塔状のものを除いて、2方向の長さだけから計算される k_4 の変動係数が小さいことがわかる。特に平板状のものについては k_4 の変動係数が他の方法に比べ著しく小さい。これは平板状のものものの体積の推定に当たって、最小長さ（平板状のものの場合、多くは厚みがこれに相当する）を考慮する必要があまりないことを示しており、その大きさと厚みがほぼ比例していたことが推定される。また、球状のものは計算方法による変動係数の差が小さい。これは、完全な球であればどの方法で計算しても全く同じ k が得られることから考えて妥当な結果であるといえる。これらのことから、今回の形状毎のグループ分けがある程度妥当なものであったことがわかる。しかしながら、 k_4 は形状によりその絶対値が大きく異なる。これは形状を考慮せずに（形状別に分けずに）測定する場合、この計算法では形状の体積への影響があまり忠実に表現されないことを示す。

実際問題として形状の判別は主観的なものであり、典型的なものを除いては再現性に乏しい。このため、なるべく k の値が形状に左右されないことが望ましい。また当然のことながら、3方向の長さの測定は2方向の測定に比べ、かなりの労力を必要とする。実際の測定は、形状別に分けずに、しかも2方向の長さだけ測定することが望ましい。このような観点から、 V_{app} を求める方法、つまり最大長さ L_1 と最小長さ L_4 を計り、その平均値から見かけ体積を計算する方法が最も合理的であると考えた。table.4-2からわかるように、 k_3 の

変動係数は、中塊の場合 k_1 、 k_2 の変動係数とほぼ等しく、小塊についても、形状別に分けない場合には k_4 の変動係数よりはるかに小さい。

(c) 等積球相当径の計算式

前節の議論から、等積球相当径を求める際に必要な鉱石の体積 V を最大長さ L_1 と最小長さ L_4 から推定することになると、 k_3 の平均値は約0.32なので、

$$V \approx 0.32 \cdot \left[\frac{L_1 + L_4}{2} \right]^3$$

である。等積球相当径 D_{eq} は、

$$D_{eq} = \left[\frac{6V}{\pi} \right]^{1/3}$$

なので、

$$D_{eq} \approx 0.85 \cdot \left[\frac{L_1 + L_4}{2} \right] \quad (4-1)$$

となる。

(d) 測定結果と考察

現場において粒度分布を求める際、全ての鉱石の個々の長さを計測することは到底不可能である。このため全体から、極めて限られた量の測定用サンプルを抽出する必要がある。この測定用サンプルは、当然のことながら全体の粒度分布を忠実に代表するものでなければならず、その抽出方法の善し悪しで測定

精度が決まるといっても過言ではない。

粒度分布は、同一鉱床内において同一規格の発破を行っても鉱床内の位置により異なる可能性がある。このため全体的な傾向を見るには、種々の切羽から均等にサンプリングすることが望ましい。また、爆破によりバイルが形成される過程において、パーコレーション、転がり摩擦係数の違い、山積みの傾斜面付近におけるある種のふるい分け層の形成、安息角の粒度依存性などにより粒度偏析が起きるため、起砕直後のバイル内においては、その中の位置により粒度分布が均でない可能性が高い²⁾⁻⁶⁾。このため、常にバイルの同一部分をサンプリングするといったことは極力避けるべきである。

1回の計測単位(ロット)としては、ローダーのバケット1杯分程度(10~20t)が適当である。実際問題として計測対象となるのは人頭大以上の鉱石であり、それより小さいものの総重量は、全体の重量から計測したものの総重量を差し引いて求める。このためロット毎、あるいは全サンプルの重量を知る必要がある。1ロットをローダーのバケット1杯分とし、測定するサンプルの総重量が充分に多い場合には、使用するローダーのバケット1杯当りの平均的な重量を全てのロットに適用しても差し支えない。

fig.4-2a-dに田海、峯朗、武甲、香春の各鉱山において測定された粒度の粒径加積曲線を片対数グラフで示す。ただし一連の測定において、等体積球相当径に換算して20cm以上のものはすべて計測されているものと考えた。測定したサンプルの量は田海鉱山約300t、峯朗鉱山約230t、武甲鉱山約88.4t、香春鉱

山41.5tである。各ロット間の結果のばらつきはかなり大きいので、その鉱山を代表する粒度分布を得るためには最低200t程度の適切なサンプルについて測定をする必要があるものと考えられる。しかしながら、武甲、香春両鉱山についても大まかな傾向は知ることができる。4鉱山を比較すると、最も小さいものの比率が高いのが武甲で、田海と峯朗がこれに次いでいる。香春鉱山の立坑投入鉱石は他の3鉱山のものに比べ、等体積球相当径が40cm~60cmのものを中心に粒度が揃っているといえる。これらの結果は、現場において経験的に言われてきた傾向と一致している。田海と峯朗の両鉱山の粒径加積曲線には顕著な差はみられないが、田海の方が全体的に若干小さい方にシフトしていることがわかる。田海と峯朗の両鉱山の粒径加積曲線はほぼ直線で近似できるため、等体積球相当径が10cm以下のものの比率を、それぞれのグラフから最小二乗近似により推定した。この結果、田海鉱山については51.7%、峯朗鉱山については49.3%であった。

それぞれの鉱山の起砕鉱石の粒度分布を対数正規分布線図上にプロットしたものがfig.4-3である。武甲と峯朗のデータは直線性があり、ほぼ対数正規分布で近似されることがわかる。しかしながら田海と香春のデータについては直線性が悪い。対数正規分布は平均粒子径や比表面積など、解析的に種々の量を得ることができるため広く利用されるが、一般に粉碎生成物や粉塵のように粒径分布範囲が広い場合には対数正規分布線図上での直線性が悪いことが知られている⁷⁾。

比較的粒度分布範囲の大きな粒度分布も表すことができる式として、

$$R(D_p) = 100 \cdot \exp(-b D_p^n)$$

(ここで、 D_p は粒子径、 $R(D_p)$ は積算篩い上重量%、 b 、 n は定数)

で表されるロジネーラムラーの式がある⁹⁾。上式で $b = 1/D_0^n$ とおくと粒子径の項が無次元化され、

$$R(D_p) = 100 \cdot \exp \left\{ - \left[\frac{D_p}{D_0} \right]^n \right\} \quad (4-2)$$

が得られる⁹⁾。ここで D_0 を粒度特性数 (absolute size constant)、 n を均等数 (distribution constant) といい、それぞれ粒度と粒度分布範囲に対応する。 n が小さいほど粒度分布範囲が広い。(4-2)式を変形すると、

$$\begin{aligned} \log \left\{ \log \left[\frac{100}{R(D_p)} \right] \right\} &= n \cdot \log \left[\frac{D_p}{D_0} \right] + \log \cdot \log e \\ &= n \cdot \log D_p + (\log \cdot \log e - n \cdot \log D_0) \quad (4-3) \end{aligned}$$

となり、 $\log D_p$ に対し $\log \{ \log (100/R(D_p)) \}$ をプロットすると勾配から n 、 $R(D_0) = 36.8\%$ に対する D_0 の値から D_0 が得られる。それぞれの鉱山の起砕鉱石の粒度分布をロジネーラムラー線図上にプロットしたものが fig. 4-4 である。対数正規分布に比べ全ての場合について直線性はよくなっており、起砕鉱石の粒度分布を表す式としてロジネーラムラーの式がかなり有効であることがわかる。

4-3 現場実験

(a) 実験方法

実際の立坑システムにおける混合特性も、第3章で述べたモデル実験と同様に、システムのレスポンスを見ることにより求める。具体的な実験方法の概要は以下に述べるようなものである。

- 1) 立坑の坑口付近のすり鉢状になっている部分 (fig. 4-5 参照) の下端近くまで鉱石で満たし、その上部を水平にならす。
- 2) この上に、赤いペンキにつけ込んで着色した後充分に乾かした、等体積球相当径20cmから1m程度の鉱石をなるべく均等に敷きつめる。
- 3) ローダー等を用いて着色鉱石の上に通常の鉱石を静かに被せる。この時点の状態を fig. 4-5 に示す。
- 4) できる限り満鉱状態を保ちつつ出鉱する。出鉱開始からの時刻と累積出鉱量の関係を記録する。
- 5) エプロンフィーダーの出口において着色鉱石の出現時刻と個数を記録する。この際、出現する着色鉱石を大きさ別に大塊と小塊に分けてそれぞれ独立して記録した。大塊、小塊の判定はエプロンフィーダー上にあるウェイトチェーンの幅 (約30cm) を基準とし、目視によりこれより等体積球相当径が大きいと思われるものを大塊、小さいと思われるものを小塊とした。
- 6) 全着色鉱石の量は次のように定義した。約10,000t出鉱される間、着色鉱石がまったく出現しない状態が続いたら全ての着色鉱石が排出されたものと判

断し測定を終了する。着色鉱石も通常の鉱石同様立坑内で割れることがあるため投入個数より多くの出現が確認される場合もある。立坑内で割れた着色鉱石については初めから割れていたものとし、1つ1つを独立したものとみなした。

7) 最初の着色鉱石が出現した時点をもとし、測定終了までの各時点について、その時点での累積出鉱量と全着色鉱石量に対する既出現着色鉱石量の割合との関係を求める。これが当該立坑システムの混合特性を表す。

ただし、風戸鉱山のホッパーにおける測定に際しては、1)～3)の段階の代わりに、ホッパーを満鉱状態にして表面を水平にならしたところに着色鉱石をほぼ円形になるように敷き詰め、ローダーでさらに鉱石をかぶせ山盛り状態にした。出鉱中はできるだけこの山盛り状態を保つようにした。

上記の手順はあくまでも原則であり、個々の現場特有の事情から多少のアレンジが必要な場合もある。また、特に初期に行われた実験に際しては試行錯誤の段階にあったため必要なデータが全て得られているとは限らない。

測定に際しての一般的な問題点としては以下のようなものがある。1) 着色鉱石のベンキがよく乾いていなかったり雨などにより着色鉱石の表面が濡れていたりすると、立坑内を降下中に粘土分が表面に付着し易くなり、エプロンフィーダーの出口に達したときに周囲の鉱石との見分けが非常に困難になる。2) 着色鉱石の中には当然のことながら降下中に割れるものがあるため、片側からしかベンキの色を確認できない場合がある。このため着色鉱石の出現を確認する測定員は最低でも2人は必要で、しかも異なる方向から観測している必要が

ある。3) 着色鉱石を立坑上部に敷き詰める際、立坑断面の一部に片寄っていたり、漏斗状になっている坑口部におけるファンネルフローの影響を受け、均等に立坑部に降下して行かないような位置に置かれていたりすると測定結果に多大な影響がでる。

着色鉱石の色は赤以外にも黄色、白、青、緑などを試したがエプロンフィーダーの出口においてはどの現場においても赤が最も認識し易く、その他の色は現場によってはまったく認識できない場合もあった。

(b) 現場の状況

1) 田海鉱山(石灰石)

所在地: 新潟県西頸城郡青海町大字田海4491

田海鉱山の立坑システムは第2章においても述べたように(fig. 2-2 参照)、垂直立坑、シュート、ホッパー、エプロンフィーダーから成り、1989年10月現在エプロンフィーダーからベンチまでの高さは490m、立坑長は465mである。設計立坑径は5mであるが、出鉱にともなう摩耗や坑壁の剥離などにより徐々に拡大し、最後の混合特性測定時には部分的な変動はあるものの平均約8mになっていたものと推定されている。エプロンフィーダーの上部には流出量制御用のウェイトチェーンがついている。

2) 香春鉱山(石灰石、寒水石)

所在地: 福岡県田川郡香春町大字香春1315-1

香春鉾山には2系統3本の立坑があり、混合特性の測定が行われたのは西系統の3号立坑である。3号立坑システムはfig. 4-6に示すように、設計直径6m、1988年7月現在の長さ56.4mの垂直立坑、第1シュート、小割り室、小割り室と第2シュートを結ぶ設計直径4m、長さ8.8mの連絡立坑、そして第2シュート及びホッパー部、ウェートチェーン、エプロンフィーダーからなる。このシステムの特徴は立坑下部とエプロンフィーダーの間に流動経路が変動する部分が複数箇所あることと、小割り室において人為的な流路調整が行われていることである。小割り室にはグリズリーバーが装備されており小割りのオペレータが油圧ブレーカーで大塊を処理するが、この際どうしても流動経路が左右どちら側かに限定される。オペレーターによっては常時流動経路を左右どちら側かに限定してしまう場合もある。

3) 甲州採石(安山岩)

所在地：山梨県大月市初狩町下初狩151

甲州採石の立坑システムは、設計直径4m、1回目の測定時である1987年8月現在の長さ55m、2回目の測定時である1988年7月現在の長さ45mの立坑とシュート、ウェートチェーン及びグリズリー振動フィーダーからなる非常に単純なもので、他のシステムに比べ流動経路の変動が最も少ないと考えられる。立坑下部の構造をfig. 4-7に示す。ホッパーがないのがこのシステムの特徴である。

4) 武甲鉾山(石灰石)

所在地：埼玉県秩父郡横瀬村大字横瀬字壱番

武甲地区の山頂鉾区では3社による協調採掘が行われているが、混合特性の測定が行われたのはこのうちの武甲鉾業の立坑システムである。この立坑システムは水平からの傾斜が73°30′、設計直径5m、1987年11月現在の高低差560m(全長約580m)の長大な斜坑を有する。斜坑下部の構造をfig. 4-8に示す。ここでも小割り室があるが、立坑投入鉾石の粒度が比較的小さいため実際に小割りを行う頻度は少ない。このため小割り作業が鉾石の流動経路を変えることはほとんど無い。また小割り作業は遠隔操作により行っている。小割り室関係を除く立坑下設備については香春鉾山と共通点が多い。

5) 峯朗鉾山(石灰石)

所在地：北海道上磯郡上磯町字峯朗54

峯朗鉾山の立坑システムはfig. 4-9に示すように、水平からの傾斜が75°、設計直径6m、1989年10月現在の高低差94m(全長約97m)の斜坑、シュート、ホッパー、エプロンフィーダーで構成されている。斜坑を除く部分の構造は田海鉾山のシステムと共通である。混合特性測定時の立坑径は約7~8mに拡大していたものと推定されている。

現在峯朗鉾山においては、CaCO₃の出鉾品位を安定させるため、鉾石中のMgOと粘土分(SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃)の1日当たりの平均投入品位が一定になるような品質管理を行っており、立坑システム内の混合特性をこのような品質管理に積極的に応用していくことを検討中である。

6) 風戸鉾山(石灰石)

所在地：大分県南海部郡本匠村大字風戸332

風戸鉱山には立坑システムはなく、鉱石は山頂の切羽から山腹にあるホッパーまでダンプで運搬される。混合特性の測定は参考実験として、fig. 4-10に示すこのホッパーを用いて行った。

2回目が33,294t、3回目が43,214tであった。また、実験開始後着色鉱石の50%が出現するまでの累積出鉱量は1回目が35,800t、2回目が35,400t、3回目が45,600tであった。このことから2回目の測定と3回目の測定の間に、立坑システムの有効容量が、主に立坑径の拡大により10,000t程度増えたものと推定される。

田海鉱山と峯朗鉱山に共通なシュート、ホッパー部の1/50スケールモデルとガラスビーズを用いた実験室実験の結果から、田海鉱山の立坑システム内の速度場も近似的に(3-5)式で表されると推定される¹¹⁾。このような速度場から計算される混合特性は(3-11)式で表され、かさ密度 ρ 、立坑径 D 、流動経路の水平断面内の速度分布が不均一になり始める高さ H_f （便宜上ファンネルフロー領域の高さと称する）の関数である。田海鉱山の立坑投入鉱石のかさ密度を 1.9t/m^3 とすると、1、2回目測定の際の、着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量と混合特性曲線から推定される立坑径の平均値は7.24mである。また、3回目の測定から推定される立坑径は8.20mである。1、2回目の混合特性の平均値に(3-11)式を、 H_f をパラメータ、 $\rho = 1.9\text{t/m}^3$ 、 $D = 7.24\text{m}$ として最小二乗近似を行った結果をfig. 4-12aに、3回目の混合特性に同じく(3-11)式を、 H_f をパラメータ、 $\rho = 1.9\text{t/m}^3$ 、 $D = 8.20\text{m}$ として最小二乗近似を行った結果をfig. 4-12bにそれぞれ示す。それぞれの場合の H_f の値は86.1m、72.2mであった¹²⁾。

2) 香春鉱山においては1987年3月から1988年7月にかけて5回にわたって混

4-4 結果と考察

(a) 各現場の実験結果と考察

1) 田海鉱山において1987年8月から1989年10月の間に行われた3回の混合特性測定の結果をfig. 4-11に示す。大塊と小塊の混合特性の間にはほとんど差がみられなかったため、fig. 4-11には全体の混合特性のみを示した。1回目と2回目の測定は2カ月間の間に行われ、3回目の測定は2回目の測定から2年程度後に行われた。1、3回目の測定時に比べ2回目の測定時には80%以上の部分の出現がかなり遅れる傾向がみられた。この理由としては、着色鉱石の一部が立坑壁面に面したがまや、他の部分に比べ立坑径の広がった部分、あるいはシュート、ホッパー部の流動速度が極めて遅い部分などで一時的に滞留していたなどが考えられる。

推定される速度場からも予想されることであるが、ホッパー上の足場からの観察によると、着色鉱石の最初の一帯はホッパーにおける鉱石流の表層部に現れる傾向がある。ホッパー部における鉱石の上面は動的安息角と静的安息角の間の角度で傾斜しているため、丸みを帯びた大塊はその表面を転がり落ち、通常の速度場に基づく出鉱量より早い時点で出鉱されることがある¹⁰⁾。3回目の測定時に着色鉱石の出現開始直後の立ち上がりが他の2回に比べ緩やかなのは、ホッパー部に最初に達した着色鉱石の一部がこのように鉱石流の表面を転がり落ちたためと考えられる。

実験開始後最初の着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は1回目が34,647t、

合特性の測定が行われた。2回目以降は、出現する着色鉱石を目視により人頭大以上の大塊とそれ以下の小塊に分けて計測した。大塊、小塊を合わせた混合特性をfig. 4-13に示す。最初の着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は、1回目が2,945t、2回目が3,527t、3回目が4,000~4,500t、4回目が4,055t、5回目が4,050tであった。香春鉱山の場合、小割り室において人為的な流動経路の規制が行われるためシステム内の速度場は不明である。このためシステムの有効容量の推定は困難であるが、仮に着色鉱石の50%が出現するまでの累積出鉱量が有効容量に等しいものとする、1回目の測定から5回目の測定まで1年以上の間隔があるにも関わらず有効容量の顕著な変化はみられない。

fig. 4-14aに大塊の混合特性、fig. 4-14bに小塊の混合特性をそれぞれ示す。両者に顕著な差はみられないが、どちらかと言うと小塊の方がまとまって出現する傾向がみられる。香春鉱山の小割り室においては流動経路がかなり絞り込まれ大塊は流動しにくい状態になるが、小塊はパーコレーションによる浸透効果により相対的に流動し易いためある種の粒度偏析が起きていることも考えられる。

3) 甲州採石においては1987年8月と1988年7月の2回、混合特性の測定が行われた。2回の測定結果をfig. 4-15に示す。ここでは1回目の測定と2回目の測定の間投入ベンチのレベルが10m下がっているため、1回目の測定時の立坑長は55m、2回目の測定時の立坑長は45mである。2回目の測定における、最初の着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は5,012tであった。

甲州採石の鉾石立坑の形状は香春鉾山のものと同通っているが、立坑システムとしての混合特性は香春のものとは大きく異なる。垂直立坑システムにおける混合は主に立坑の下部構造（甲州の場合はシュートのみ）近傍で発生するファンネルフローに起因するため、両システムの混合特性の違いは主に立坑の下部構造の違いによるものと思われる。

甲州採石の立坑システムにおいて、着色鉾石の50%が出現するまでの累積出鉾量がシステムの有効容量を表すものとするると約5,707tとなる。甲州採石で扱っている安山岩の密度は石灰石とはほぼ同じ2.6~2.7t/m³なので、立坑投入鉾石のかさ密度も石灰石と同じ約1.9t/m³とすれば、立坑長が45m、またシュート部の容量はシステム全体の容量に対し無視し得るぐらい小さいので、甲州採石の立坑の推定平均径は約9.2mとなる。

4) 武甲鉾山においては1987年3月~11月にかけて、3回にわたり混合特性の測定が行われた。それぞれの結果をまとめてfig. 4-16に示す。着色鉾石の大きさや投入位置が異なるため、それぞれの結果はまったく異なったものになっている。実験No. 1は1m前後の着色鉾石を350個、No. 2及びNo. 3は、1回目を使用したものよりも立坑投入鉾石の平均的な大きさに近い、人頭大の着色鉾石を1,000個を使用した。また、立坑の坑口部分はかなり漏斗状に広がっているため、いずれの場合も投入ベンチのレベルから10m程度下げた位置に着色鉾石を入れた。しかし、実験No. 1とNo. 2では着色鉾石を立坑の北側から投入したため、fig. 4-17aに示すように、上盤側の相対的に見かけ降下速度が大きい部分に着

色鉾石が片寄ってしまったと考えられる。これに対して実験No. 3では立坑の東側から投入したため、fig. 4-17bに示すように、着色鉾石は初期状態においてそれぞれの見かけ降下速度の部分に、立坑の断面形状の重みにある程度比例して存在していたものと推定される。また、実験No. 1とNo. 2の結果の違いは主に、後の節で述べる粒度偏析の影響である。

このようなことから、この立坑システムの真の混合特性に最も近いと考えられるのは実験No. 3の結果である。実験No. 3において、実験開始から着色鉾石の50%が出現するまでの累積出鉾量は約107,500tである。これがこのシステムの有効容量を表すものと仮定すると、推定立坑平均径は約11mである。この立坑が使用開始されてから実験No. 3が行われた時点までの累積出鉾量は2千万t強であるが、この間に立坑システムの有効容量は4倍以上になったことになる。実験No. 3の結果を見ると、着色鉾石の単位出鉾量当たりの出現個数に3つのピークがあることがわかる。それぞれのピークの間には約40,000tづつ、着色鉾石があまり出現しない区間がある。仮に立坑内における鉾石の流動が乱流状態で、混合機構が拡散モデルで表せるとすると、それぞれの着色鉾石の群が立坑内で200m以上も離れていることになる。しかも拡散モデルではそれぞれの群に分かれる機構が説明できない。このため、この立坑内における鉾石の流動は立坑の水平断面内に3つの降下速度域（高速域、中速域、低速域）が存在する1次元流であると考えるのが自然である。それぞれの群に属している着色鉾石の比率は高速域約20%、中速域約60%、低速域約20%である。仮に、立坑の水平断面内

においてfig. 4-18に示すように、上盤側の坑壁から立坑径の1/4までの部分を高速域、下盤側の坑壁から立坑径の1/4までの部分を低速域、これらの領域に挟まれた部分を中速域とすると、それぞれの領域の面積比はほぼ1:3:1になる。

5) 峯朗鉱山では1985年4月から1989年10月にかけて、6回にわたって実験条件の異なる混合特性の測定が行われた。それぞれの測定時の着色鉱石の初期状態をfig. 4-19に示す。実験No. 1は、立坑内の鉱石を450mLのフロアから3~4m下がったレベルまで抜鉱した後上部を水平にならし、赤く着色した大きさ1m程度の鉱石190個を立坑の全断面内に敷き詰め、その上を通常の鉱石で覆った状態から実験を開始した。着色鉱石の初期位置と斜坑坑底の高低差は約100mである。実験No. 2では実験No. 1に比べ若干高いレベル(450mLフロアから2~3m下がったところ)に、赤く着色した大きさ1m程度の鉱石を198個敷き詰めその上に通常の鉱石を投入した後、1,000t弱の鉱石を抜鉱してから再び上部を水平にならし、次に白く着色した大きさ1m程度の鉱石を206個敷き詰め、さらにその上を通常の鉱石で覆った状態から実験を開始した。このとき白い着色鉱石が置かれたレベルは450mLのフロアとほぼ等しいレベルにあった。実験No. 3は、実験No. 2の白く着色した鉱石の代わりに緑色に着色した鉱石を用いて実験を行った。しかし着色鉱石の数は赤、緑共に約150個づつであった。実験No. 4は実験No. 1と同じレベルにfig. 4-20に示すように赤と白の着色鉱石を置き、その上を通常の鉱石で覆った状態から実験を開始した。使用した着色鉱石の大きさは、実験No. 1~No. 3に比べ小さいものが多く(50cm以上)、赤、白それぞれ200個程度

用いた。実験No. 5とNo. 6が行われた時点のフロアのレベルは440mLで、着色鉱石の初期位置と斜坑坑底の高低差は共に約92mである。実験No. 5はフロアから1~2m下がった立坑径が10m程度のところに、実験No. 4と同じようなパターンで白の代わりに青に着色した鉱石を置いた状態から実験を開始し、開始後30分程度経ってからダンプにより通常の鉱石の投入を開始した。着色鉱石の個数は赤が120個、青が140個であった。実験No. 5では、実験開始から着色鉱石の上に通常の鉱石が投入され始めるまでの間に800t強出鉱されているため、fig. 4-21に示すような機構により着色鉱石が上盤側に片寄った可能性がある。実験No. 6の場合、着色鉱石を置いたレベルは実験No. 5と同じであるが、立坑投入口がかなり広がっていたため、断面全体に置くのではなく下に立坑があると考えられる部分に限定して置き、その上を通常の鉱石で覆った状態から実験を開始した。実験に使用した着色鉱石の大きさはおおむね50cm以上で数は253個であった。

峯朗鉱山の鉱石は暗灰色であるが、実験に際しては着色鉱石として赤、白、緑、青の4色のものが試された。結果的に立坑下の出鉱口において最も確認し易かったのは赤く着色したものであった。青や緑に着色した鉱石は識別がかなり困難で見過ごしたものも多かったと考えられる。白く着色したものは赤く着色したものよりは若干識別しづらかったが、青や緑よりは識別が容易であった。

実験No. 1の結果をfig. 4-22に示す。峯朗鉱山の立坑出鉱口にはウェイトチェーンがないため、目視で約30cmより大きいと判断したものを大塊、小さいと判断したものを小塊とした。実験開始から最初の着色鉱石が出現するまでの累積

出鉱量は4.940tであった。実験No. 1は着色鉱石を立坑の全断面に置いて行った初めての試験で、着色鉱石の出現がいつ終了するのか見当がつかない状態であったため、着色鉱石が200個出現した後、10分程度出現が途切れた時点で出現終了と判断したが、結果的には実験終了後さらに全体の20%程度の着色鉱石が出現していたと考えられる。他の試験の結果からは小塊の方が相対的に遅れて出現する傾向が見られるが、この試験ではこのように、最後の20%程度の特小塊が多く出現する部分を確認していないため、見かけ上、粒径の小さなものが相対的に早く出現するような結果となっている。

実験No. 2の結果をfig. 4-23に示す。実験開始から赤い着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は3.500t~4.000tの間で、白い着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は5.500t~6.000tの間であった。実験開始時に2つの着色鉱石の層の間には1.200t前後の鉱石があったと推定されるため、赤い着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は4.000tに近く、白い着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は5.500tに近かったものと考えられる。この試験からは明らかに混合特性の粒度依存性がみられる。

実験No. 3においては緑色の着色鉱石の出現が54個しか確認できなかったため、赤い着色鉱石の結果のみをfig. 4-24に示す。実験開始から赤い着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は4.000t~4.500tの間であった。実験No. 2の結果を考慮すると4.000tに近かったものと推定される。この試験においては混合特性の粒度依存性は明かではない。

実験No. 4が行われた際には特に白い着色鉱石の視認性が悪く、かなりの誤認があるものと思われるが、定性的には上盤側に置かれた赤い着色鉱石が下盤側に置かれた白い着色鉱石に先立って出現する傾向がはっきりと見られた。赤、白それぞれの結果をfig. 4-25に示す。実験開始からそれぞれの色の着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は、赤5.400t、白7.000tであった。この試験では赤、白双方とも粒径が大きなものが相対的に早く出現する傾向がみられたが、上盤側に置かれた赤い着色鉱石の方がその傾向が顕著であった。

実験No. 5では、実験開始から着色鉱石の上に通常の鉱石を投入するまでの間に着色鉱石が上盤側に集まったため全体的に早めに出現する結果となった。また、青い着色鉱石の視認性は、下盤側の泥分の多いところを通ってくることもあり赤に比べかなり悪く、相当数の誤認があるものと思われるが、やはり定性的には上盤側に置かれた赤い着色鉱石が下盤側に置かれた青い着色鉱石に先立って出現する傾向が見られる。赤、青それぞれの結果をfig. 4-26に示す。実験開始から、それぞれの色の着色鉱石が出現するまでの累積出鉱量は、赤4.640t、青6.145tであった。

実験No. 6を行った時点では立坑投入口がかなり広がっていたため、前述の通り断面内で着色鉱石を置く位置を限定した。結果的には若干上盤側に寄り過ぎていたためfig. 4-27に示すように最も上盤に近い着色鉱石の一群が巻き込まれるようにして降下していった。このため全体的に早めに出現する結果となった。実験No. 6の結果をfig. 4-28に示す。実験開始から着色鉱石が出現するまでの累

積出鉱量は7.231tであった。この実験においてもやはり粒径の大きなものが相対的に早く出現する傾向がみられる。

比較の実験条件が近い、実験No. 2の赤、白とNo. 3の赤の結果を粒度別に平均したものをfig. 4-29に示す。

6) 風戸鉱山ではホッパー単独の混合特性を調べるため、1987年8月に1回と1988年7月に2回の計3回にわたって実験が行われた。3回の結果をまとめてfig. 4-30に示す。

風戸鉱山のホッパーは抽出口がホッパーの中心線上になく、抽出口につながる側壁の傾斜も左右非対称である。このため1回目の実験の際には、通常の出鉱時に特定したファンネルフローの中心と思われる部分を中心に、抽出口側の壁面に接する直径3mの円内に着色鉱石を113個置いた。その結果、抽出口と反対側から約2.4%の着色鉱石が最後まで死領域に含まれ、実験中の投入、出鉱形態では出現しなかった。出現した着色鉱石のうち最後の2.5%は、死領域のうち投入量と出鉱量の不均衡により実験中に時折流動したような領域に含まれていたものと考えられる。

2回目3回目の実験ではこのような点を踏まえ、着色鉱石を流動領域と思われる領域内に限定して、それぞれ150個及び125個置いた。2回目の実験ではなお全体の約1.3%が死領域に含まれていたため、3回目の実験ではさらに置く範囲を限定した。この結果、3回目の実験の際には着色鉱石の全量が実験中に出現した。

田海鉱山や香春鉱山に比べホッパーの大きさが約1/4と小さいことを考慮してもホッパー単独では非常に混合が限定されることがわかった。

(b) 粒度偏析の影響

fig. 4-28及びfig. 4-29からわかるように、狭朗鉱山において測定された大塊と小塊の混合特性には顕著な違いがみられる。この結果は、粒径の大きな塊の方が小さなものに比べ、平均的には速く立坑内を降下してきたことを示している。この理由の一つとして斜坑内における粒度偏析の影響が考えられる。

立坑内における鉱石の降下挙動は静止と重力流動を繰り返す不連続挙動である。見方を変えると、立坑内の鉱石は、振動数が非常に小さく振幅が大きい垂直方向のタッピング振動を受けていると見なすことができる。タッピング振動により、相対的に大きな粒子は上部に、小さな粒子は下部に偏析することがよく知られており^{1,3)}、これと類似した現象が立坑内で起きていても何等不思議はない。斜坑の場合、偏析の方向(垂直方向)と鉱石の降下方向が異なるため、結果的に大きい粒子が上盤側へ、小さい粒子が下盤側へ移動するものと考えられる。

さらに斜坑では、1回の降下挙動当たりの鉱石の降下距離が上下盤方向の位置によりわずかに違うため、挙動前に同一水平面上にあった鉱石は、挙動後には上盤側に着るような傾斜を持った面上に来る。この際、多成分からなる混合粒子により山積みを形成する場合と同じ傾向の粒度偏析が生じる可能性もあ

る。いずれにしても斜坑においては相対的に大きな粒子が上盤側に、また相対的に小さな粒子が下盤側に偏析する傾向があるものと推定される。

第3章でも述べたように、斜坑内における見かけ降下速度は、鉱石の降下挙動様式と斜坑の傾斜の関係から、下盤側から上盤側に行くに従って大きくなるように分布していると推定される⁽⁴⁾。このため相対的に見かけ降下速度の大きい上盤側に偏析する大塊は下盤側に偏析する小塊に比べ、平均的には早く立坑下に到達する。つまり、斜坑内では偏析の影響で、鉱石の粒径により通過する見かけ降下速度場（以降単に速度場と称する）が異なるため、結果として混合特性に粒度依存性が生じるものと考えられる。

(c) 斜坑システムの真の混合特性

前節で述べたように、斜坑では粒度により混合特性が異なる。粒径 k のものの混合特性を $Q(k, G')$ 、この逆関数を $g(k, Q)$ のように表す。ここで G' は最初の着色鉱石が出現してからの累積出鉱量である。投入鉱石中の粒径 k のものの比率を $p(k)$ 、投入鉱石の粒度範囲を k_{min} から k_{max} までとすると、このようなシステムの真の混合特性 $Q(G')$ の逆関数 $G'(Q)$ は、

$$G'(Q) = \int_{k_{min}}^{k_{max}} \frac{Q}{g(k, Q)} \cdot p(k) dk \quad (4-4)$$

となる。これは任意の Q に対して k と $g(k, Q)$ の間に線形な関係が保たれていれば、平均粒径 \bar{k} のものの混合特性を真の混合特性と考えて良いことを示して

いる (Appendix. 1参照)。

峯明鉱山の場合、立坑投入鉱石の平均粒径 (等体積球相当径の平均値) は、等体積球相当径の加積曲線 (fig. 4-2b) から約 10.3cm であるので、今回の一連の測定においては大塊よりも小塊の混合特性がよりシステムの真の混合特性に近いものと考えられる。

(d) 斜坑内の見かけ降下速度場

fig. 4-31 に峯明、田海両鉱山の立坑システムの概観図を示す。

峯明鉱山の立坑は傾斜角 75° 、fig. 4-29 に示す混合特性が測定された時点における坑口と立坑底 (シュート直上部) の高低差 104m (軸方向長さ約 108m) の斜坑である。この斜坑の設計直径は 6m であるが、混合特性測定時にはその容量から、7m~8m に広がっていたものと推定される。

一方、田海鉱山の立坑は垂直で、混合特性測定時の立坑長は 465m である。設計直径は 5m であるが、峯明の場合と同様に混合特性測定時には 7m~8m に広がっていたものと推定される。

シュート、ホッパー部の構造は両システムにおいて共通で、いずれも下部からエプロンフィーダーにより出鉱される。峯明鉱山のシステムにおけるエプロンフィーダーからの出鉱方向は、fig. 4-31 に示すように斜坑の下盤から上盤に向かう方向と一致している。

このように、田海鉱山と峯明鉱山の両立坑システムの構造は、立坑部の長さ

と傾斜を除いて等しく、また、混合特性に影響を与えることが知られている立坑投入鉱石の粒度分布も両鉱山においてはほぼ等しい (fig. 4-2a-b)。このためシュート、ホッパー部近傍のファンネルフローに起因する混合の特性は両システムともほぼ等しいと考えられる。垂直立坑システムでは、このファンネルフローに起因する混合以外の混合はほとんど起きない。しかし、fig. 4-11及びfig. 4-29からもわかるように、峯朗の斜坑システムでは立坑部が田海のシステムよりはるかに短いにも関わらず、田海の垂直立坑システムに比べ混合が非常に促進される。これは、斜坑システム内で、ファンネルフローに起因する混合に加えて、鉱石の降下挙動様式と斜坑の傾きに起因する混合が起きていることを示唆している。このような斜坑部特有の混合を発生させる速度場（便宜上「斜坑内速度場」と称する）は、定性的にはfig. 4-32のように、上盤側の見かけ降下速度が大きく下盤側に近づくにしたがって小さくなるものである。粒度偏析があるため、個々の粒子に着目すると水平方向の速度ベクトルも存在するが、任意の水平断面内で水平方向の移動量がつり合っているため、任意の水平断面内にある粒子全体としては立坑軸方向の速度ベクトルのみを考慮すればよい。斜坑内速度場は、斜坑内の鉱石の降下挙動が不連続である領域に形成される¹³⁾。

ファンネルフローに起因する速度場（便宜上「下部速度場」と称する）は、スケールモデルによる実験の結果などから、fig. 4-33に示すように、立坑軸方向の位置が下がるに従って、出鉱方向側の見かけ降下速度が大きくなるもので

あると推定されている¹⁴⁾。ファンネルフローは、鉱石の降下挙動様式の如何に関わらず、斜坑の下部からシュート、ホッパー部にかけて生じるので、上記の2種類の速度場が形成される領域の境界は必ずしも明かではない。このため、斜坑の下部においては2種類の速度場を合成した速度場が形成されることも考えられる。

峯朗鉱山の立坑システムにおいては、シュート、ホッパー部と斜坑部がfig. 4-31に示すような向きで連結されているので、粒度偏析を考えなければ、任意の水平断面内で相対的に上盤側にある鉱石が必ず先に出鉱する。このような速度場を持つ立坑システム全体の混合特性を表す混合特性曲線は、下部速度場に起因する混合特性と、斜坑内速度場に起因する混合特性を表すそれぞれの混合特性曲線を出鉱量軸方向に加算したものとなる。逆に、システム全体の混合特性を表す混合特性曲線と、下部速度場に起因する混合特性を表す混合特性曲線との出鉱量軸方向の差が、斜坑内速度場に起因する混合特性となる。

垂直立坑システムの混合は、ほとんど下部速度場に起因する。そこで、田海鉱山の立坑システムの混合特性が峯朗鉱山の立坑システムの下部速度場に起因する混合特性に等しいものと考え、両鉱山の混合特性曲線の出鉱量軸方向の差が峯朗鉱山の斜坑内速度場に起因する混合特性を表すことになる。fig. 4-29の小塊の混合特性が峯朗鉱山の混合特性を代表するものとし、田海鉱山の平均混合特性との出鉱量軸方向の差をとったものをfig. 4-34に示す。

斜坑内の見かけ降下速度分布を表すため、便宜上、斜坑の上下盤方向の垂直

断面内に、斜坑の軸方向を y 軸、これに垂直な方向を x 軸とする fig. 4-32 に示すような座標系を導入する。投入口を y 軸の原点とし下向きを正、下盤と斜坑の境界を x 軸の原点とし上盤側を正とする。見かけ降下速度を h としたとき、斜坑の軸に垂直な任意の断面上に、

$$h(x) = a x + b \quad (4-5)$$

ただし、 $0 \leq x \leq D$ D : 立坑径

$$a > 0, b > 0$$

で表される。下盤側から上盤側に向かって直線的に見かけ降下速度が大きくなるような見かけ降下速度分布が存在するものと仮定する。ただし前述の通り、見かけ降下速度は斜坑内での鉱石の単位出鉱量当たりの降下距離である。

立坑内鉱石の体積密度を ρ とすると斜坑の軸に垂直な任意の断面内の平均見かけ降下速度 \bar{h} は、

$$\bar{h} = \frac{4}{\pi D^2 \rho} \quad (4-6)$$

である (\bar{h} は単位出鉱量当たりの平均降下距離なので上式が成り立つ)。

直線的な見かけ降下速度分布の場合、 $x = \frac{D}{2}$ (中心) における見かけ降下速度が \bar{h} に等しくならなければならないため、 a と b は独立ではなく、

$$\frac{D}{2} a + b = \frac{4}{\pi D^2 \rho} \quad (4-7)$$

が満たされなければならない。通常の斜坑の傾斜角度の範囲では、出鉱量 G

0 の時点での着色鉱石の位置を、立坑口の水平面としても、斜坑軸に垂直な $y = 0$ の断面としても、結果の差は誤差範囲内である。ここでは便宜上、出鉱量 $G = 0$ の時点で、斜坑軸に垂直な $y = 0$ の断面に着色鉱石が敷き詰められているものとする。斜坑内の鉱石の流れが 1 次元流で、斜坑の軸方向長さを L としたとき、最初の着色鉱石 ($y = 0$ において $x = D$ の位置にあったもの) が斜坑下、つまり $y = L$ の断面を通過してから、 $y = 0$ において任意の位置 x にあった着色鉱石が斜坑下を通過するまでの間に出鉱される量 $G'(x)$ は、

$$G'(x) = \frac{L}{a x + b} - \frac{L}{a D + b} \quad (4-8)$$

ただし、 $0 \leq x \leq D$

と表される。(4-8) 式における x を G' の関数として表すと、

$$x(G') = \frac{a D L - (a b D + b^2) G'}{a L + (a^2 D + a b) G'} \quad (4-9)$$

$$\text{ただし、} 0 \leq G' \leq \frac{L}{b} - \frac{L}{a D + b}$$

となる。これは、最初の着色鉱石が斜坑下を通過してからある出鉱量 G' のときに斜坑下を通過する着色鉱石の x 方向の位置を表す。最初の着色鉱石が斜坑下を通過してからの累積出鉱量が G' になった時点では、(4-9) 式の $x(G')$ より上盤側にある着色鉱石はすでに斜坑下を通過しているということの意味する。

斜坑内に上記のような速度場を仮定した場合の $y = L$ における混合特性

$Q(G')$ は、斜坑の軸に垂直な断面の形状関数を $\omega(x)$ とすると、

$$Q(G') = \frac{\int_0^D \omega(x) dx}{x(G')} \quad (4-10)$$

である。円形立坑の場合、

$$\omega(x) = 2 \cdot \left\{ \frac{D^2}{4} - \left[x - \frac{D}{2} \right]^2 \right\}^{1/2} \quad (4-11)$$

なので、(4-9)、(4-11)式を(4-10)式に代入して、

$$Q(G') = 1 - \frac{4}{\pi D^2} \left\{ \left[x(G') - \frac{D}{2} \right] \sqrt{x(G')(D-x(G'))} + \frac{D^2}{4} \arccos \left[1 - \frac{2x(G')}{D} \right] \right\} \quad (4-12)$$

となる。

巖朗鉱山における混合特性測定時の着色鉱石の初期位置は、坑口から2m程度下がったところであったので、着色鉱石の斜坑中の流動経路の長さは約106mである。a、bが(4-7)式を満たすものとし、 $\rho = 1.9(t/m^3)$ 、 $D = 8(m)$ 、 $L = 106(m)$ の条件で、(4-12)式で表される混合特性を、fig. 4-34に示す巖朗鉱山の斜坑部の混合特性に、bを変数としてフィッティングさせた結果、fig. 4-34中の実線で示す混合特性曲線が得られた。このとき $a \approx 1.08 \times 10^{-3}$ 、 $b \approx 6.15 \times 10^{-3}$ であった。変数が1つであるにもかかわらず、(4-12)式は現場実験の結果に非常によく適合させることができる。

4-5 結論

立坑投入鉱石の粒度分布を個々の起砕鉱石の等体積球相当径の分布として求めるため、比較的簡単に、かつ、ある程度形状の影響が反映するように個々の起砕鉱石の等体積球相当径を求める測定法を提案した。実際の起砕鉱石を用いた試験測定の結果、一般的な起砕鉱石の等体積球相当径は、その最長辺と最短辺の長さから(4-1)式を用いて求めるのが適当であることがわかった。

このような方法で田海、巖朗、武甲、香春の各鉱山において粒度分布の測定を行った結果、各鉱山において特徴的な粒度分布が得られ、これらの鉱山における起砕鉱石の粒度分布を表す式としてロジーン-ラムラーの式がかなり有効であることがわかった。特に田海鉱山と巖朗鉱山における起砕鉱石の粒度分布はほぼ等しいことがわかった。

田海、香春、甲州、武甲、巖朗の各鉱山においては立坑システムの、また、風戸鉱山においては参考実験としてホッパーの混合特性の測定を行った。各現場においてかなり再現性のよい結果が得られ、着色鉱石を立坑断面に敷き詰めそのレスポンスを見る測定法が、実際の立坑システムの混合特性を求める手段としても有効であることがわかった。

巖朗鉱山の斜坑システムにおいては混合特性の粒度依存性がみられた。これは斜坑内において、静止と重力流動を繰り返す鉱石の不連続降下挙動に基づく粒度偏析が起きているためと考えられる。斜坑システムの真の混合特性を求めるためには、粒度別の混合特性を粒度分布にしたがって加重平均する必要がある。

るが、実用上は立坑投入鉱石の平均粒径に近いものの混合特性を真の混合特性として差し支えない。

混合特性の測定を行った立坑システムのうち、田海鉱山と峩朗鉱山のシステムはシュート、ホッパー一部の構造及び推定される立坑部の径が等しく、投入される鉱石の粒度分布もほぼ等しい。しかし後者の方が、立坑部の長さが大幅に短いにも拘らずより混合が促進される傾向がみられた。これは、鉱石の降下挙動様式から推定されていた斜坑特有の混合が実際に起こっていることを示すものである。

斜坑システム内の降下速度場は、斜坑内における鉱石の不連続降下挙動と斜坑の傾斜とに基づき生じる斜坑内速度場、及びシュート、ホッパー近傍のファンネルフローに起因する下部速度場が合成されたものである。峩朗鉱山の場合、斜坑部の上盤方向とホッパーの抽出方向が一致しており、任意の水平断面内で相対的に上盤側にある鉱石が必ず先に出鉱するため、システム全体の混合特性を表す混合特性曲線と下部速度場に起因する混合特性を表す混合特性曲線との \times 軸（出鉱量）の差が斜坑内速度場に起因する混合特性となる。

峩朗鉱山のシステムの混合特性と田海鉱山のシステムの混合特性の \times 軸の差を峩朗鉱山の斜坑内速度場に起因する混合特性と考え、これに直線的な速度分布の仮定に基づく混合特性を適合させたところ、変数が1つであるにもかかわらず非常によく適合させることができた。このことから、斜坑内の降下速度分布として近似的には直線的な速度分布を仮定して差し支えないことがわかった。

立坑下部のファンネルフローに起因する下部速度場を表す式としてモデル実験から(3-5)式が推定されているが、田海鉱山の混合特性に当てはめを試みたところ、やはり変数が1つであるにも関わらずよく適合させることができ、実際の立坑システムの下部速度場を表すものと考えてよいことがわかった。このように、斜坑内速度場と下部速度場を表す式がそれぞれ提案されたため、これらに基づき、峩朗鉱山においてベンチダウンにともない斜坑の長さが変化した際のシステムの混合特性を推定することが可能になった。また、提案された速度場の式は類似する斜坑システムの混合特性を推定する際にも有効であると考えられる。

参考文献

- 1) 粉体工学会編, 粉体工学便覧, 日刊工業新聞社, pp.1-4, (1986)
- 2) Cooke, M. H., Stephens, D. J., Bridgwater, J., Powder Mixing - A Literature Survey, Powder Technology, Vol.15, pp.1-20, (1976)
- 3) Matthies, H., Segregation Phenomena Relating to Bunkering of Bulk Materials, Powder Technology, Vol.1, pp.265-271, (1968)
- 4) 三輪茂雄, 粉粒体工学, 朝倉書店, pp.221-230, (1972)
- 5) Shinohara, K., Shoji, K., Tanaka, T., Mechanism of Size Segregation of Particles in Filling a Hopper, Ind. Eng. Chem. Process Des. Develop., Vol.11, No.3, pp.369-376, (1972)
- 6) Johanson, J. R., Particle Segregation - and What to do about it, Chem. Eng, Vol.85, pp.183-188, (1978)
- 7) 前掲1), pp.5-7
- 8) Rosin, P., Rammler, E., J. Inst. Fuel, Vol.7, pp.26-36, (1933)
- 9) Bennet, J. G., The Inst. Fuel, (Oct.), pp.22-39, (1936)
- 10) 前掲3)
- 11) 茂木源人, 山口梅太郎, 立坑システム内における鉱石の混合, 資源素材学会誌, Vol.106, No.9, pp.507-513, (1990)

- 12) 茂木源人, 山富二郎, 山口梅太郎, 籙木寛, 石灰石鉱山における鉱石立坑の混合特性, 資源素材学会誌投稿中

13) 前掲1), pp.374-380

- 14) 茂木源人, 山口梅太郎, 立坑内における鉱石の重力流動と混合, 資源素材学会誌, Vol.106, No.2, pp.60-64, (1990)

| | $k_1 = \frac{V}{V_{APP1}}$ | $k_2 = \frac{V}{V_{APP2}}$ | $k_3 = \frac{V}{V_{APP3}}$ | $k_4 = \frac{V}{V_{APP4}}$ | $k_5 = \frac{V}{V_{APP5}}$ |
|----------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|
| | 0.523 | 0.545 | 0.358 | 0.144 | 0.085 |
| | 0.347 | 0.614 | 0.235 | 0.113 | 0.056 |
| | 0.422 | 0.601 | 0.410 | 0.160 | 0.115 |
| | 0.364 | 0.401 | 0.292 | 0.160 | 0.097 |
| | 0.325 | 0.399 | 0.384 | 0.162 | 0.140 |
| | 0.448 | 0.490 | 0.324 | 0.161 | 0.091 |
| | 0.298 | 0.292 | 0.140 | 0.100 | 0.044 |
| | 0.317 | 0.352 | 0.276 | 0.139 | 0.084 |
| | 0.417 | 0.560 | 0.443 | 0.170 | 0.149 |
| | 0.286 | 0.308 | 0.292 | 0.176 | 0.128 |
| | 0.353 | 0.456 | 0.276 | 0.200 | 0.095 |
| 平均 | 0.367 | 0.456 | 0.312 | 0.153 | 0.099 |
| σ | 0.077 | 0.109 | 0.082 | 0.027 | 0.031 |
| 変動係数 | 0.209 | 0.240 | 0.262 | 0.176 | 0.316 |

table.4-1a K values for sheetlike small boulders.

| | $k_1 = \frac{V}{V_{APP1}}$ | $k_2 = \frac{V}{V_{APP2}}$ | $k_3 = \frac{V}{V_{APP3}}$ | $k_4 = \frac{V}{V_{APP4}}$ | $k_5 = \frac{V}{V_{APP5}}$ |
|----------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|
| | 0.352 | 0.502 | 0.391 | 0.235 | 0.221 |
| | 0.330 | 0.490 | 0.318 | 0.250 | 0.175 |
| | 0.275 | 0.402 | 0.345 | 0.236 | 0.236 |
| | 0.297 | 0.484 | 0.328 | 0.224 | 0.170 |
| | 0.304 | 0.531 | 0.413 | 0.260 | 0.226 |
| | 0.315 | 0.413 | 0.409 | 0.243 | 0.243 |
| | 0.340 | 0.405 | 0.354 | 0.255 | 0.225 |
| | 0.353 | 0.513 | 0.373 | 0.285 | 0.268 |
| | 0.373 | 0.454 | 0.430 | 0.285 | 0.268 |
| 平均 | 0.327 | 0.466 | 0.373 | 0.253 | 0.226 |
| σ | 0.030 | 0.046 | 0.038 | 0.020 | 0.033 |
| 変動係数 | 0.090 | 0.100 | 0.101 | 0.081 | 0.146 |

table.4-1b K values for spherical small boulders.

| | $k_1 = \frac{V}{V_{app1}}$ | $k_2 = \frac{V}{V_{app2}}$ | $k_3 = \frac{V}{V_{app3}}$ | $k_4 = \frac{V}{V_{app4}}$ | $k_5 = \frac{V}{V_{app5}}$ |
|----------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|
| | 0.346 | 0.404 | 0.255 | 0.205 | 0.093 |
| | 0.261 | 0.286 | 0.211 | 0.198 | 0.122 |
| | 0.218 | 0.268 | 0.173 | 0.100 | 0.059 |
| | 0.261 | 0.375 | 0.243 | 0.127 | 0.080 |
| | 0.332 | 0.368 | 0.324 | 0.261 | 0.213 |
| | 0.300 | 0.318 | 0.264 | 0.140 | 0.094 |
| | 0.288 | 0.346 | 0.205 | 0.162 | 0.083 |
| | 0.251 | 0.360 | 0.264 | 0.222 | 0.189 |
| | 0.339 | 0.339 | 0.324 | 0.200 | 0.148 |
| | 0.335 | 0.351 | 0.276 | 0.200 | 0.122 |
| | 0.252 | 0.265 | 0.241 | 0.148 | 0.110 |
| 平均 | 0.289 | 0.335 | 0.253 | 0.178 | 0.119 |
| σ | 0.042 | 0.043 | 0.044 | 0.045 | 0.045 |
| 変動係数 | 0.145 | 0.129 | 0.176 | 0.252 | 0.378 |

table.4-1c K values for rod-like small boulders.

| | $k_1 = \frac{V}{V_{app1}}$ | $k_2 = \frac{V}{V_{app2}}$ | $k_3 = \frac{V}{V_{app3}}$ | $k_4 = \frac{V}{V_{app4}}$ | $k_5 = \frac{V}{V_{app5}}$ |
|----------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|
| | 0.222 | 0.291 | 0.226 | 0.162 | 0.120 |
| | 0.259 | 0.439 | 0.349 | 0.220 | 0.167 |
| | 0.274 | 0.345 | 0.380 | 0.208 | 0.181 |
| | 0.367 | 0.439 | 0.415 | 0.195 | 0.161 |
| | 0.273 | 0.471 | 0.365 | 0.243 | 0.201 |
| | 0.307 | 0.453 | 0.409 | 0.213 | 0.188 |
| | 0.324 | 0.464 | 0.324 | 0.161 | 0.126 |
| | 0.318 | 0.385 | 0.279 | 0.186 | 0.122 |
| | 0.241 | 0.458 | 0.344 | 0.179 | 0.151 |
| | 0.302 | 0.390 | 0.324 | 0.188 | 0.148 |
| | 0.280 | 0.417 | 0.362 | 0.200 | 0.160 |
| | 0.351 | 0.384 | 0.319 | 0.195 | 0.134 |
| | 0.343 | 0.404 | 0.324 | 0.200 | 0.132 |
| | 0.290 | 0.304 | 0.260 | 0.145 | 0.099 |
| | 0.300 | 0.361 | 0.301 | 0.200 | 0.132 |
| | 0.369 | 0.400 | 0.301 | 0.243 | 0.148 |
| 平均 | 0.301 | 0.397 | 0.327 | 0.196 | 0.148 |
| σ | 0.042 | 0.055 | 0.048 | 0.026 | 0.027 |
| 変動係数 | 0.139 | 0.139 | 0.146 | 0.133 | 0.179 |

table.4-1d K values for other types of small boulders.

| | $k_1 = \frac{V}{V_{APP1}}$ | $k_2 = \frac{V}{V_{APP2}}$ | $k_3 = \frac{V}{V_{APP3}}$ | $k_4 = \frac{V}{V_{APP4}}$ | $k_5 = \frac{V}{V_{APP5}}$ |
|----------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|
| | 0.282 | 0.509 | 0.311 | 0.142 | 0.113 |
| | 0.390 | 0.447 | 0.305 | 0.175 | 0.103 |
| | 0.353 | 0.432 | 0.429 | 0.219 | 0.219 |
| | 0.487 | 0.626 | 0.353 | 0.154 | 0.092 |
| | 0.356 | 0.483 | 0.325 | 0.241 | 0.143 |
| | 0.304 | 0.413 | 0.327 | 0.182 | 0.150 |
| | 0.268 | 0.447 | 0.284 | 0.182 | 0.151 |
| | 0.311 | 0.448 | 0.357 | 0.208 | 0.143 |
| | 0.280 | 0.447 | 0.370 | 0.169 | 0.165 |
| | 0.255 | 0.382 | 0.299 | 0.185 | 0.173 |
| | 0.316 | 0.389 | 0.333 | 0.207 | 0.146 |
| | 0.348 | 0.471 | 0.388 | 0.183 | 0.144 |
| | 0.247 | 0.305 | 0.247 | 0.169 | 0.120 |
| | 0.365 | 0.611 | 0.382 | 0.218 | 0.144 |
| | 0.357 | 0.448 | 0.271 | 0.228 | 0.120 |
| | 0.324 | 0.408 | 0.336 | 0.175 | 0.135 |
| | 0.411 | 0.453 | 0.261 | 0.190 | 0.088 |
| | 0.352 | 0.411 | 0.330 | 0.254 | 0.149 |
| | 0.346 | 0.396 | 0.321 | 0.236 | 0.164 |
| | 0.278 | 0.407 | 0.290 | 0.133 | 0.101 |
| | 0.346 | 0.425 | 0.288 | 0.187 | 0.095 |
| | 0.320 | 0.348 | 0.226 | 0.156 | 0.080 |
| | 0.416 | 0.416 | 0.333 | 0.159 | 0.099 |
| | 0.328 | 0.333 | 0.281 | 0.181 | 0.116 |
| | 0.152 | 0.198 | 0.126 | 0.099 | 0.053 |
| | 0.328 | 0.470 | 0.387 | 0.165 | 0.111 |
| | 0.390 | 0.468 | 0.390 | 0.247 | 0.189 |
| | 0.336 | 0.482 | 0.404 | 0.211 | 0.191 |
| | 0.391 | 0.393 | 0.330 | 0.198 | 0.121 |
| | 0.285 | 0.416 | 0.319 | 0.184 | 0.124 |
| | 0.320 | 0.430 | 0.301 | 0.196 | 0.118 |
| | 0.267 | 0.372 | 0.295 | 0.205 | 0.176 |
| | 0.394 | 0.566 | 0.368 | 0.233 | 0.173 |
| | 0.291 | 0.336 | 0.210 | 0.143 | 0.073 |
| | 0.331 | 0.386 | 0.349 | 0.228 | 0.180 |
| 平均 | 0.329 | 0.428 | 0.318 | 0.191 | 0.133 |
| σ | 0.059 | 0.079 | 0.059 | 0.038 | 0.037 |
| 変動係数 | 0.180 | 0.184 | 0.185 | 0.198 | 0.277 |

table.4-1e K values for middle sized boulders.

| | $k_1 = \frac{V}{V_{APP1}}$ | $k_4 = \frac{V}{V_{APP4}}$ | $k_5 = \frac{V}{V_{APP5}}$ |
|----------|----------------------------|----------------------------|----------------------------|
| | 0.390 | 0.215 | 0.126 |
| | 0.304 | 0.213 | 0.148 |
| | 0.299 | 0.235 | 0.192 |
| | 0.286 | 0.203 | 0.150 |
| | 0.373 | 0.295 | 0.225 |
| | 0.573 | 0.337 | 0.190 |
| | 0.403 | 0.207 | 0.164 |
| | 0.364 | 0.223 | 0.131 |
| | 0.244 | 0.185 | 0.148 |
| | 0.501 | 0.237 | 0.175 |
| | 0.427 | 0.220 | 0.107 |
| 平均 | 0.379 | 0.234 | 0.160 |
| σ | 0.093 | 0.042 | 0.033 |
| 変動係数 | 0.245 | 0.181 | 0.204 |

table.4-1f K values for large boulders.

| | K_1 | K_2 | K_3 | K_4 | K_5 |
|------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 小块平板 | 0.209 | 0.240 | 0.262 | 0.176 | 0.316 |
| “ 球 | 0.090 | 0.100 | 0.101 | 0.081 | 0.146 |
| “ 尖塔 | 0.145 | 0.129 | 0.176 | 0.252 | 0.378 |
| “ 他 | 0.139 | 0.139 | 0.146 | 0.133 | 0.179 |
| 全小块 | 0.183 | 0.207 | 0.217 | 0.235 | 0.383 |
| 中 块 | 0.180 | 0.184 | 0.185 | 0.198 | 0.277 |
| 小+中块 | 0.183 | 0.198 | 0.204 | 0.220 | 0.348 |
| 大 块 | 0.245 | ----- | ----- | 0.181 | 0.204 |

table.4-2 Standard Deviation/Average of the K value for each group.

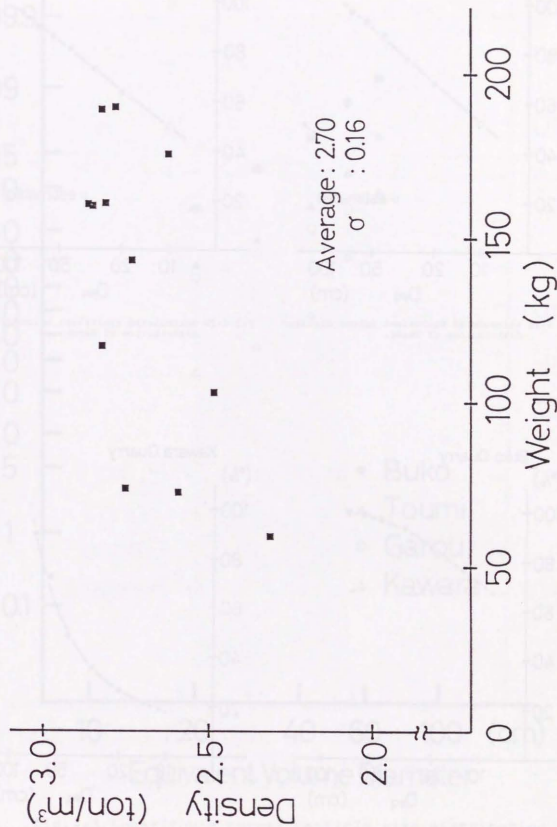


fig.4-1 The relationship between the weight and the density of the ore.

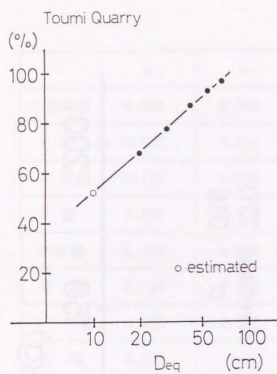


fig.4-2a Accumulated equivalent volume diameter distribution of Toumi.

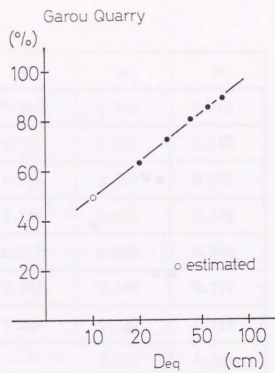


fig.4-2b Accumulated equivalent volume diameter distribution of Garou.

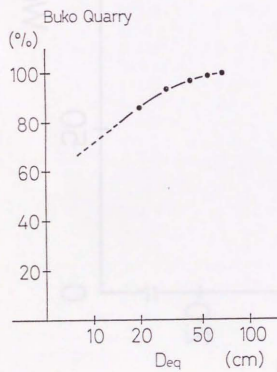


fig.4-2c Accumulated equivalent volume diameter distribution of Buko.

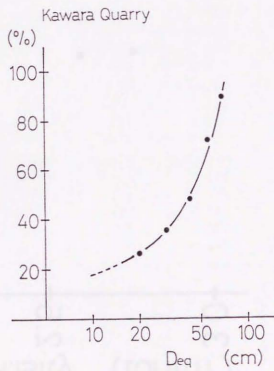


fig.4-2d Accumulated equivalent volume diameter distribution of Kawara.

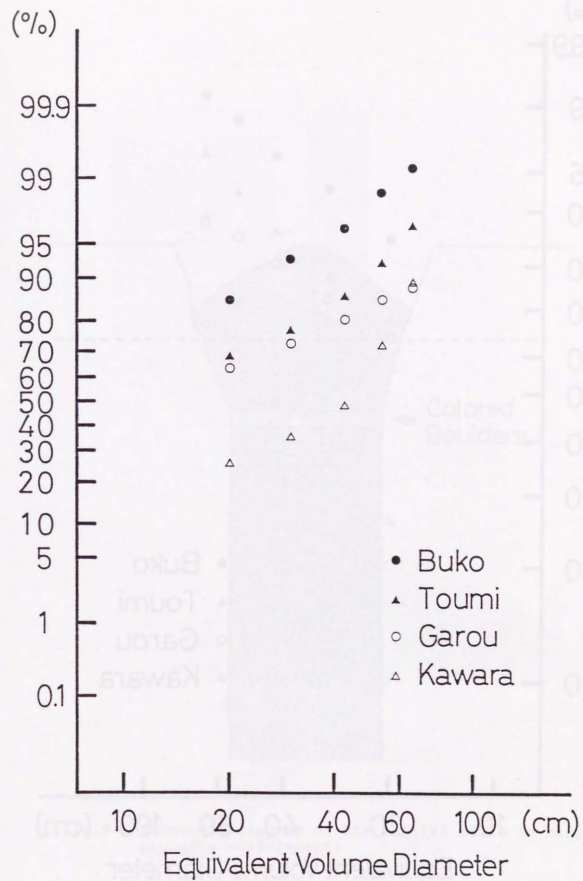


fig.4-3 Logarithmic normal particle size distribution.

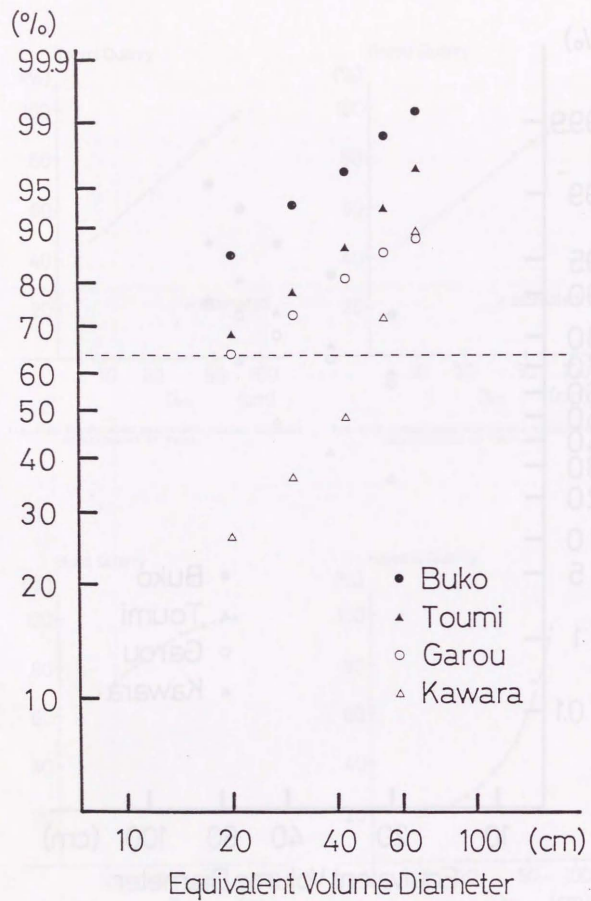


fig.4-4 Rosin-Rammler distribution.

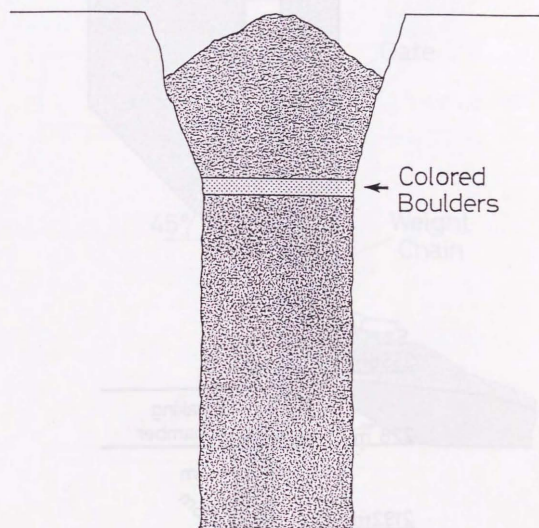


fig.4-5 Schematic diagram of the initial state in mixing property measurement.

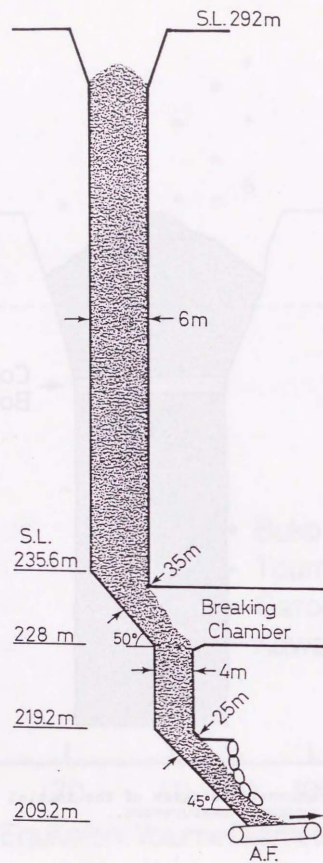


fig.4-6 Ore pass system of Kawara quarry.

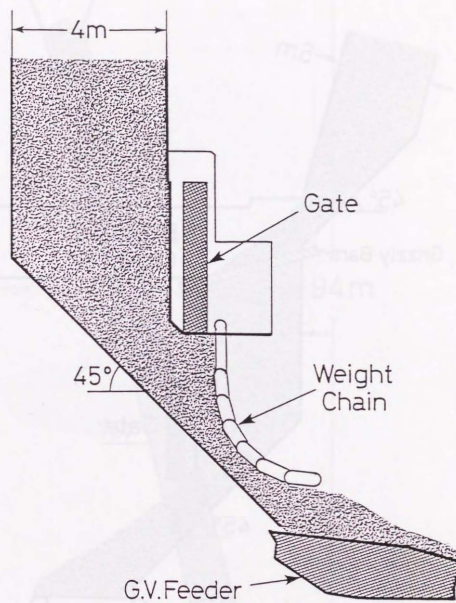


fig.4-7 Under ore pass facility of Kosyu quarry.

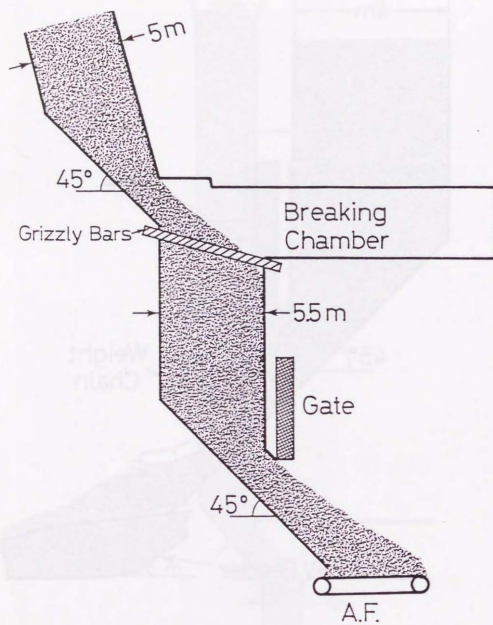


fig.4-8 Under ore pass facility of Buko quarry.

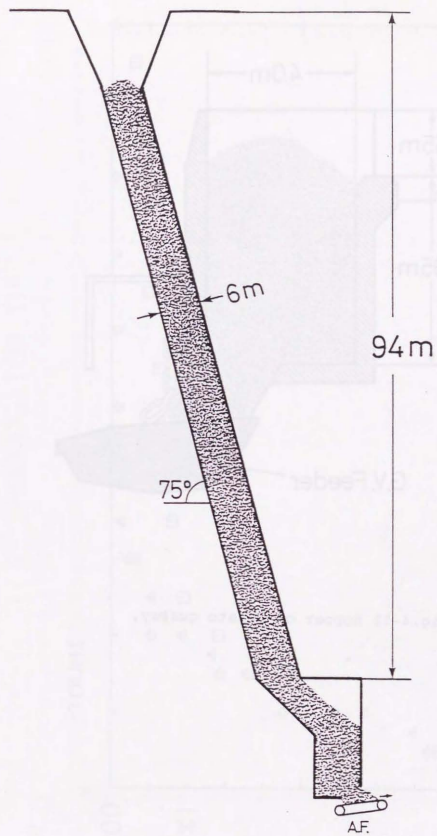


fig.4-9 Ore pass system of Garou quarry.

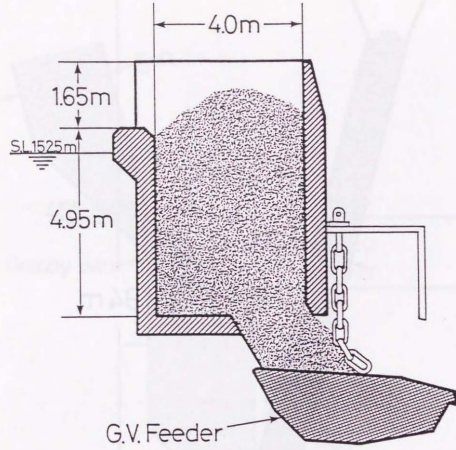


fig.4-10 Hopper of Kazato quarry.

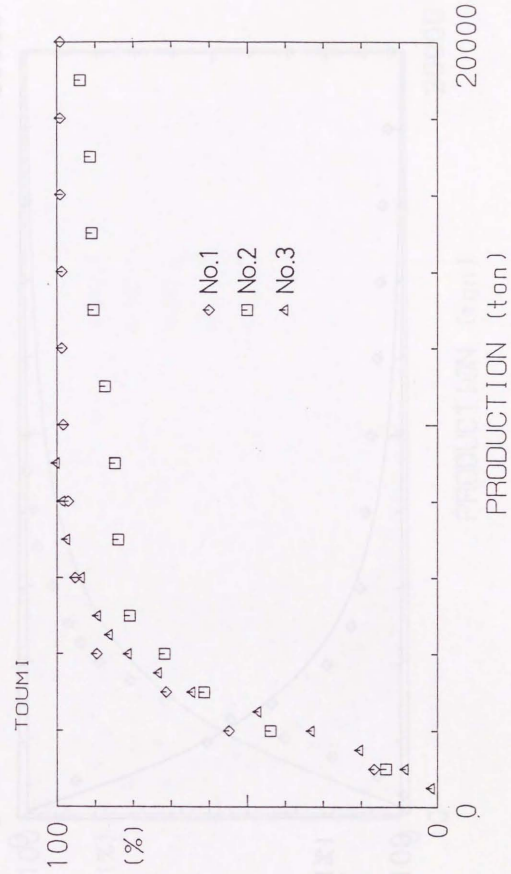


fig.4-11 Mixing property of Toumi quarry.

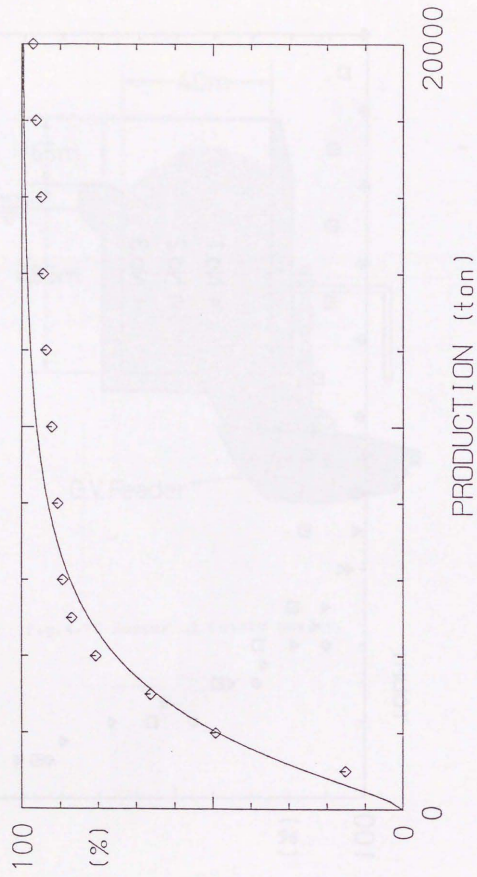


fig.4-12a Fitting of a calculated mixing property curve.

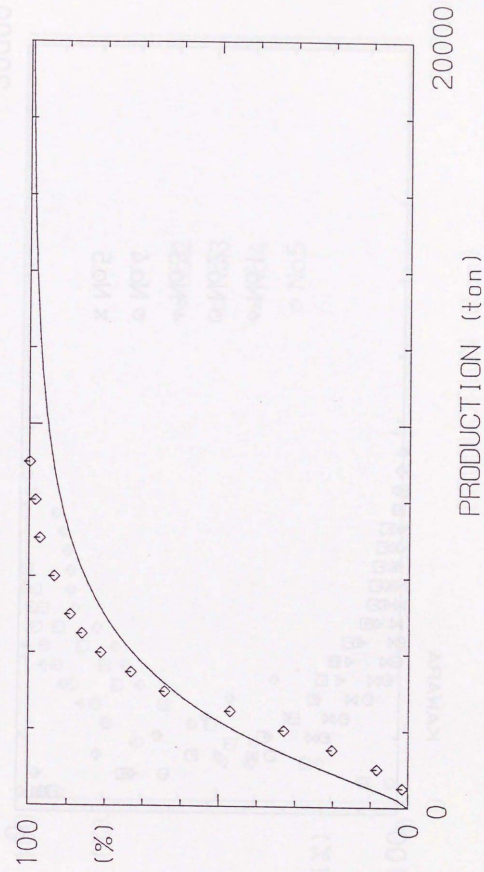


fig.4-12b Fitting of a calculated mixing property curve.

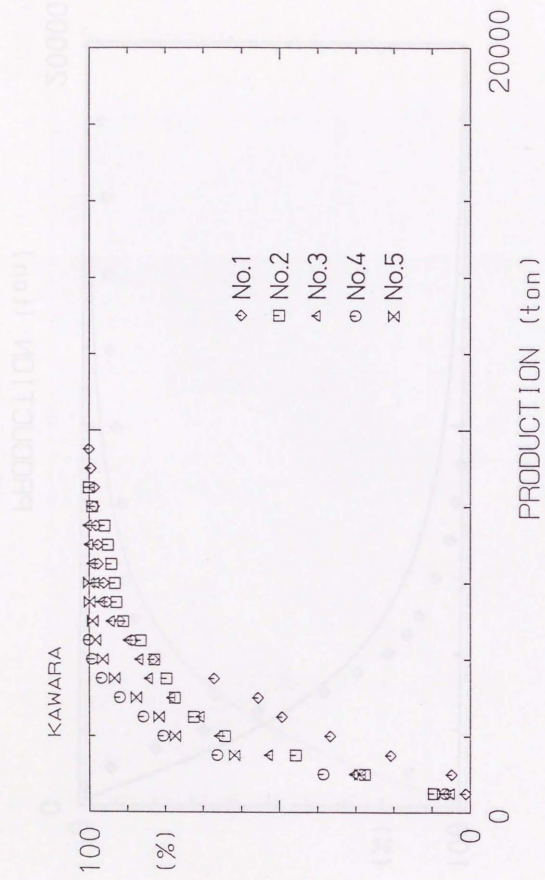


fig.4-13 Mixing properties of the ore pass system in Kawara quarry.

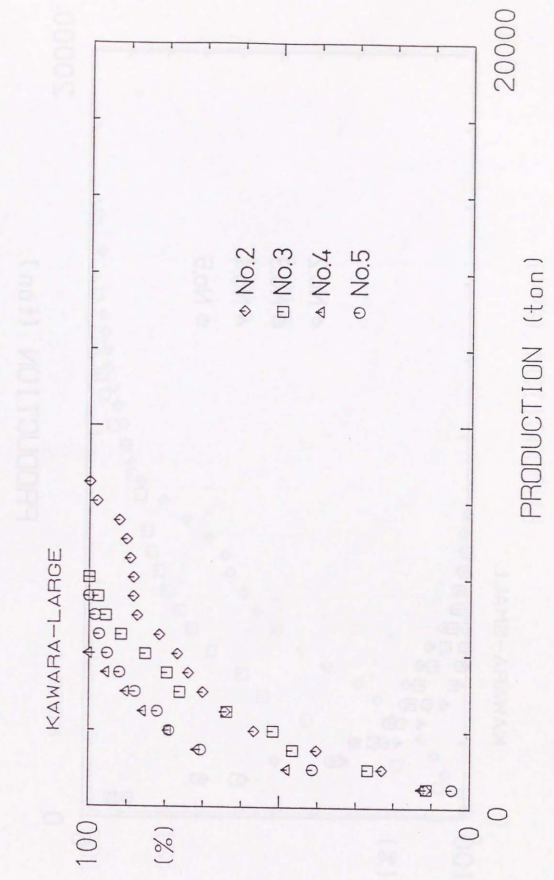


fig.4-14a Mixing properties of large boulders in Kawara quarry.

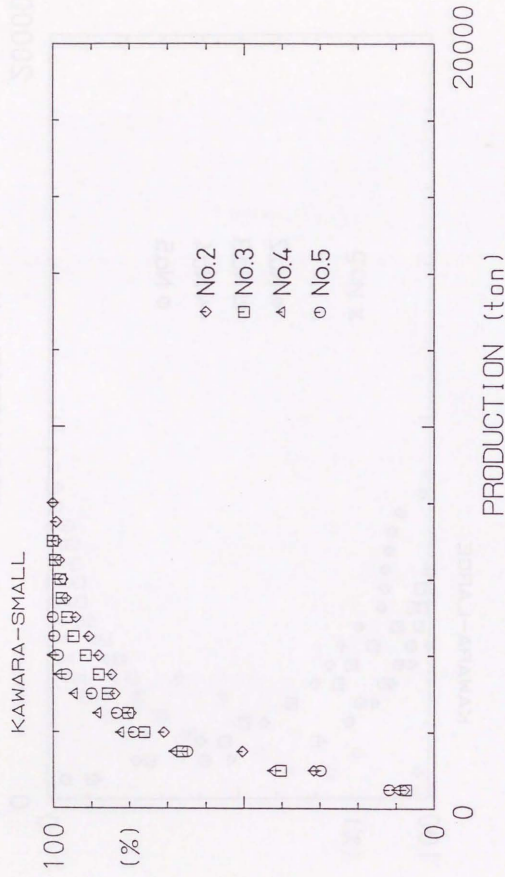


fig.4-14b Mixing properties of small boulders in Kawara quarry.

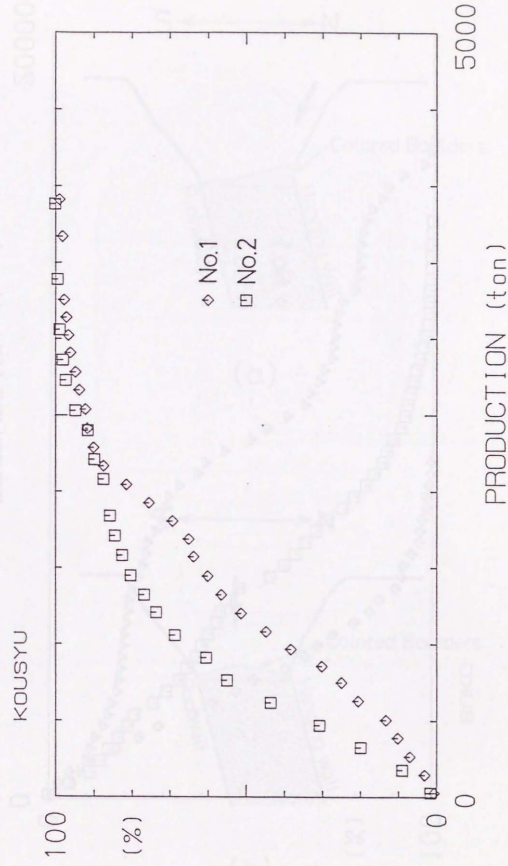


fig.4-15 Mixing properties of the ore pass system in Kosyu quarry.

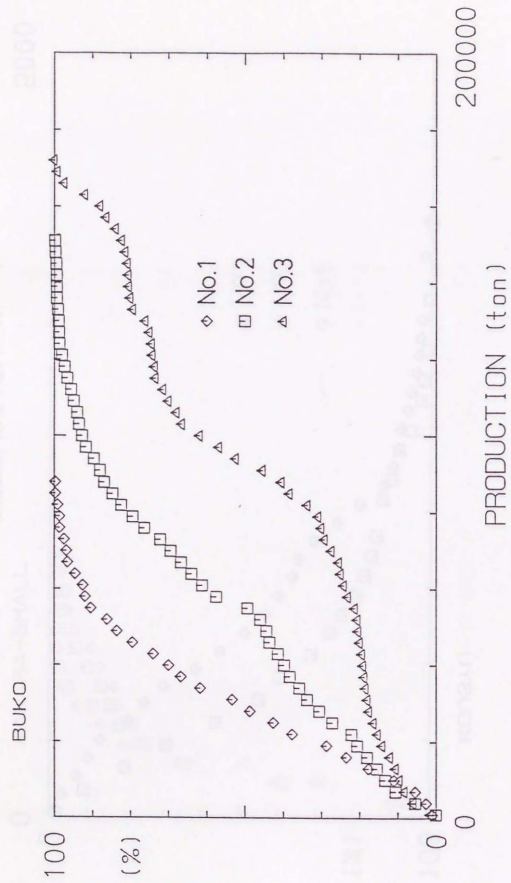


fig.4-16 Mixing properties of the ore pass system in Buko quarry.

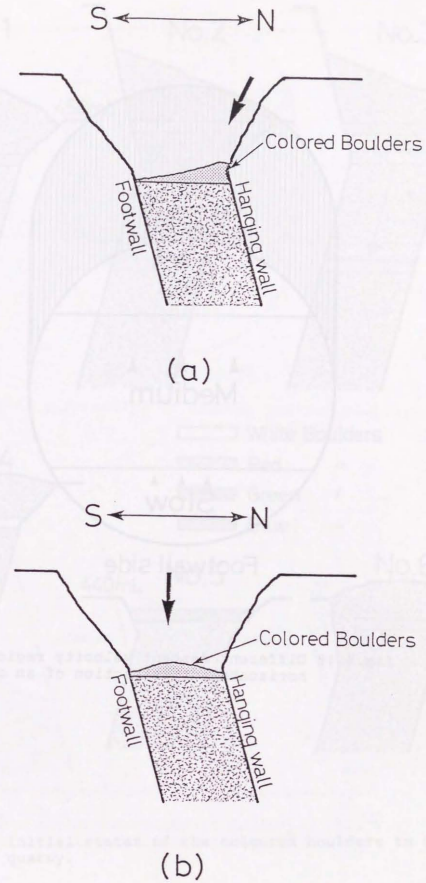


fig.4-17 Initial states of the coloured boulders in Buko quarry.

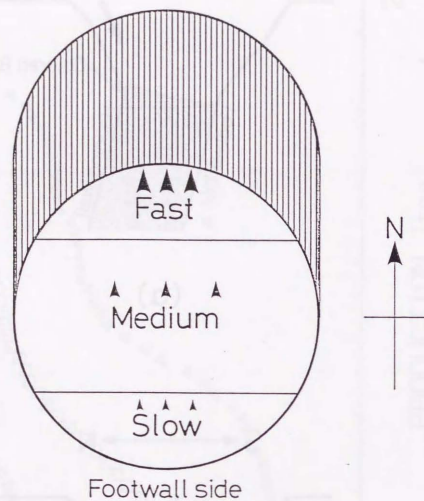


fig.4-18 Different descent velocity region in the horizontal cross section of an ore pass.

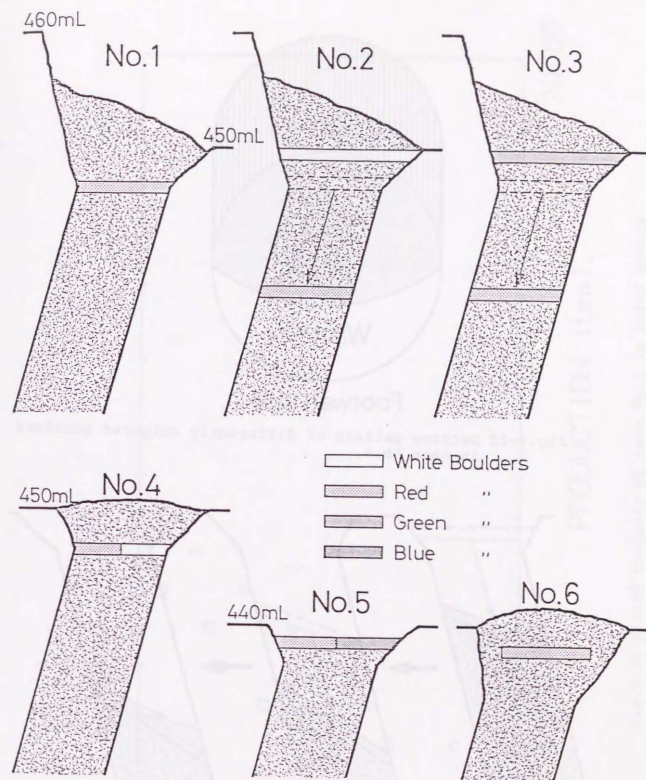


fig.4-19 Initial states of the coloured boulders in Garou quarry.

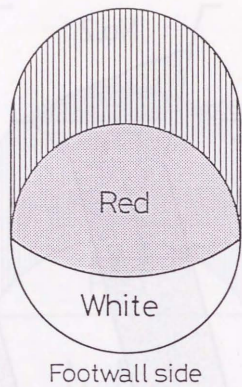


fig.4-20 Setting pattern of differently coloured boulders in case No.4.

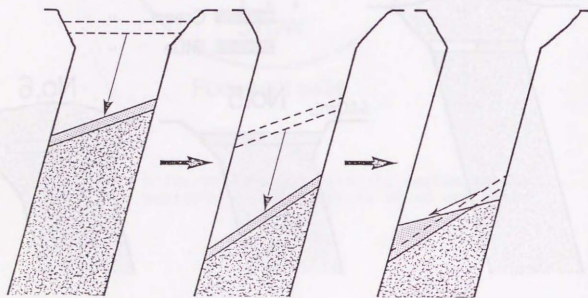


fig.4-21 Mechanism of the muck surface movement in an inclined ore pass.

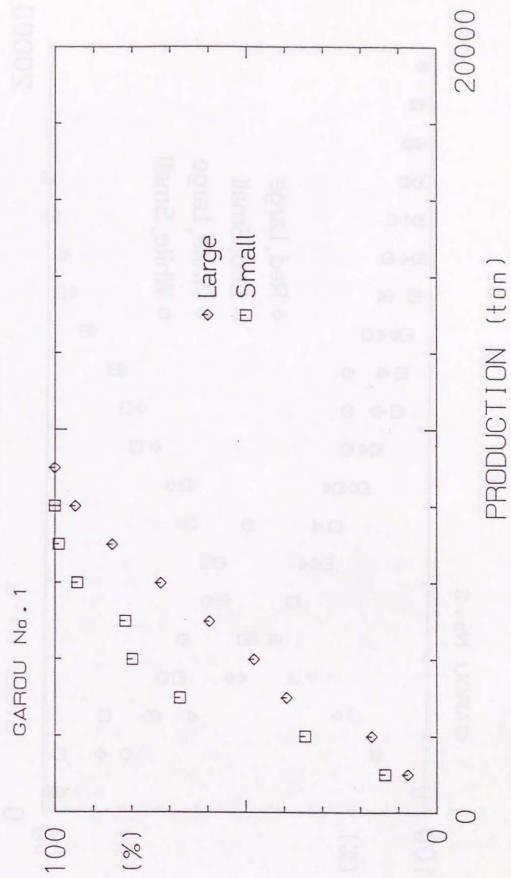


fig.4-22 Mixing property of case No.1 in Garou quarry.

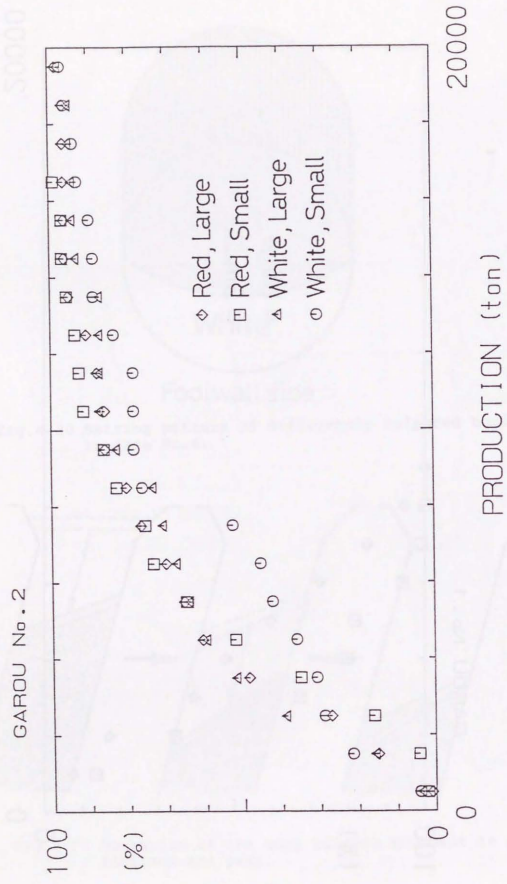


fig.4-23 Mixing property of case No.2 in Garou quarry.

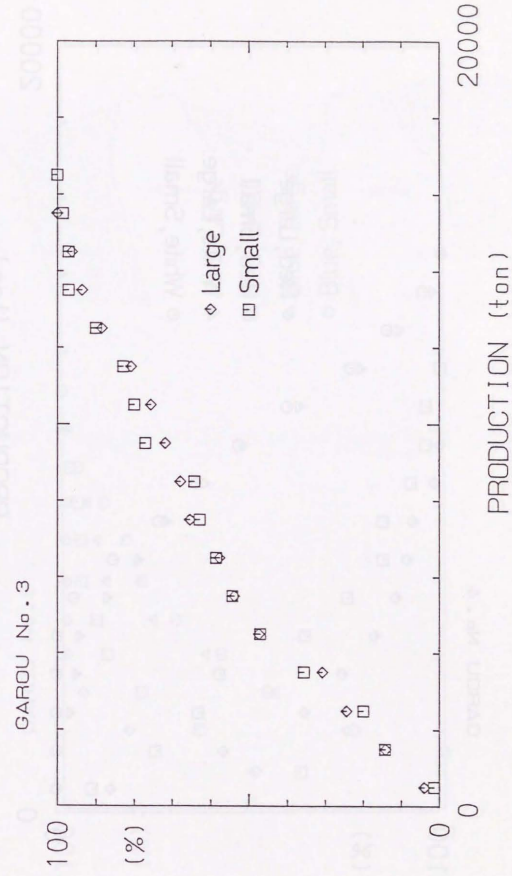


fig.4-24 Mixing property of case No.3 in Garou quarry.

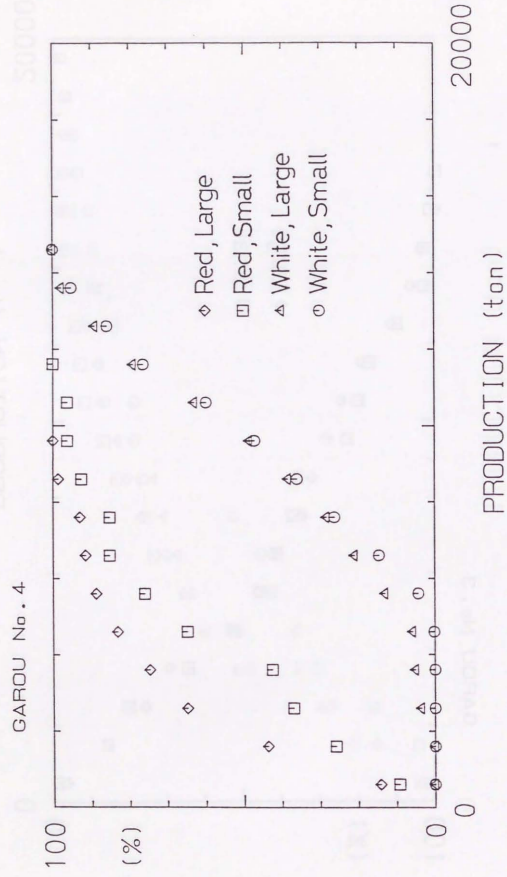


Fig. 4-25 Separate mixing properties of case No. 4 in Garou quarry.

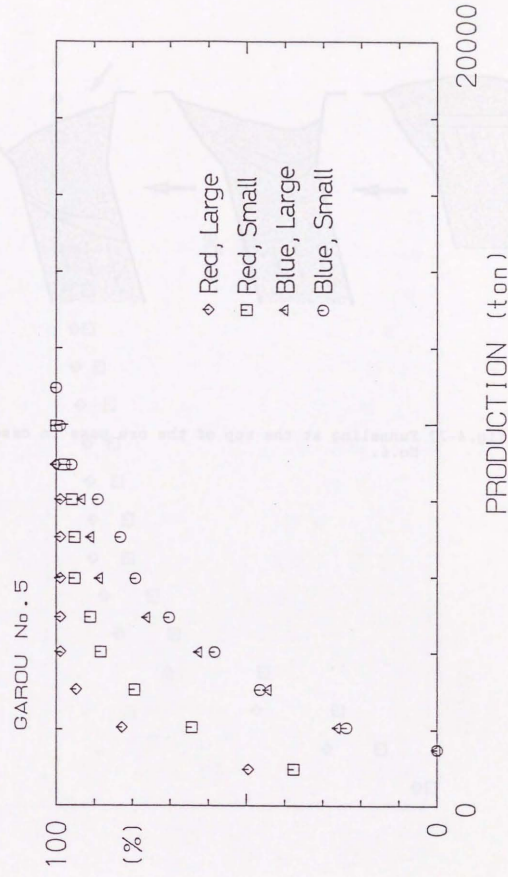


Fig. 4-26 Separate mixing properties of case No. 5 in Garou quarry.

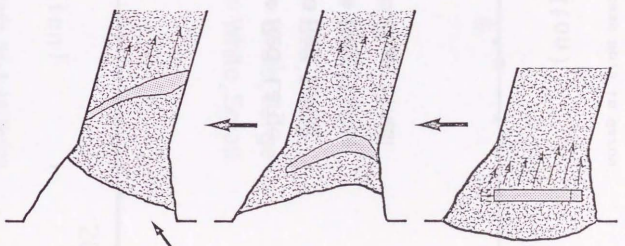


Fig.4-27 Funneling at the top of the ore pass in case No.6.

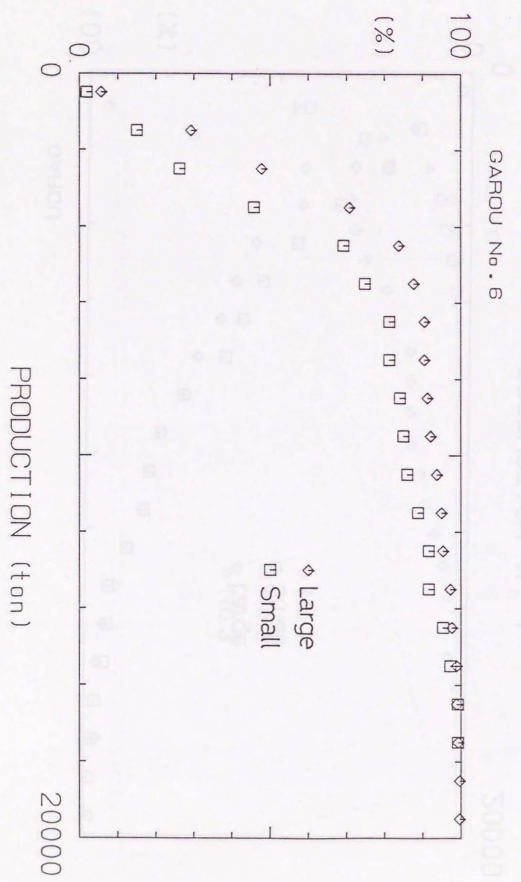


Fig.4-28 Mixing property of case No.6 in Garou quarry.

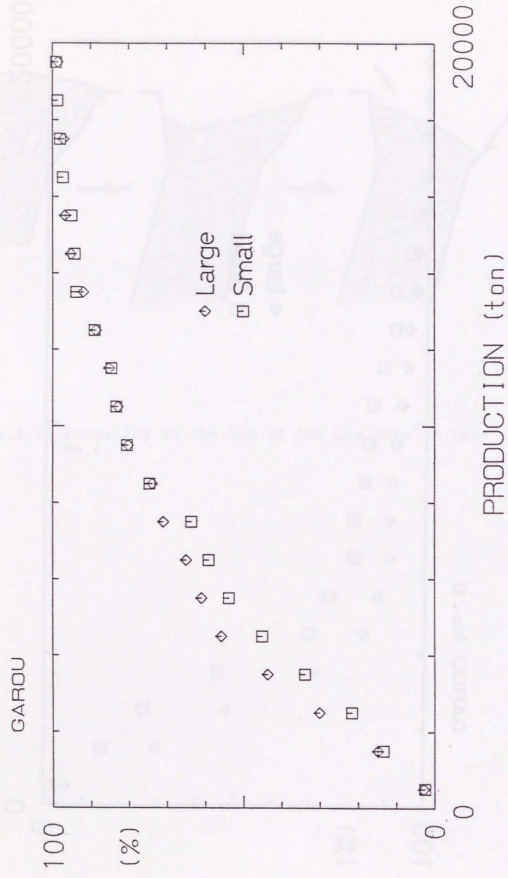


fig.4-29 Average mixing property of cases No.2 and No.3 in Garou quarry.

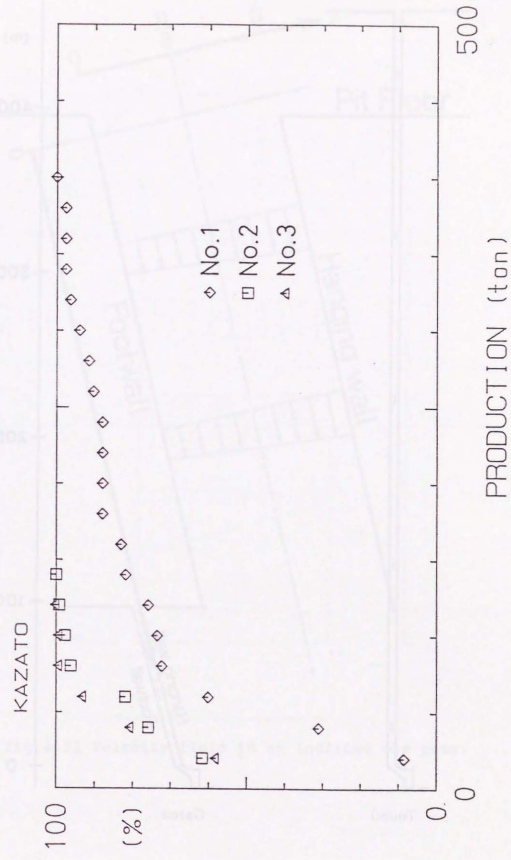


fig.4-30 Mixing property of the hopper in Kazato quarry.

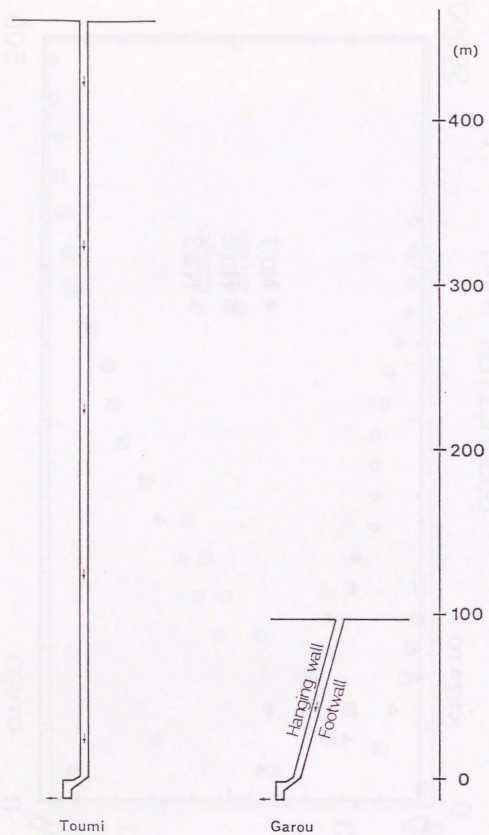


fig.4-31 Schematic diagram of the ore pass systems in Garou and Toumi quarries.

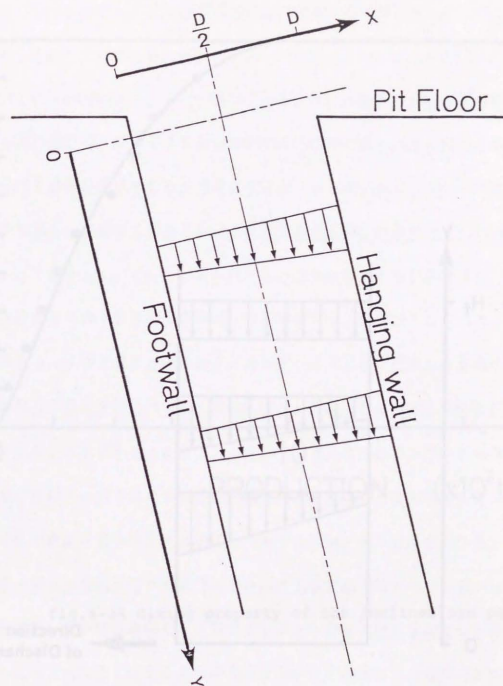


fig.4-32 Velocity field in an inclined ore pass.

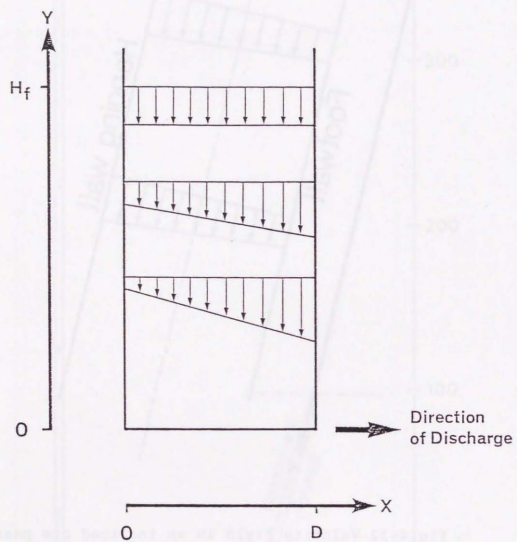


fig.4-33 Velocity field in the vicinity of a chute and a hopper.

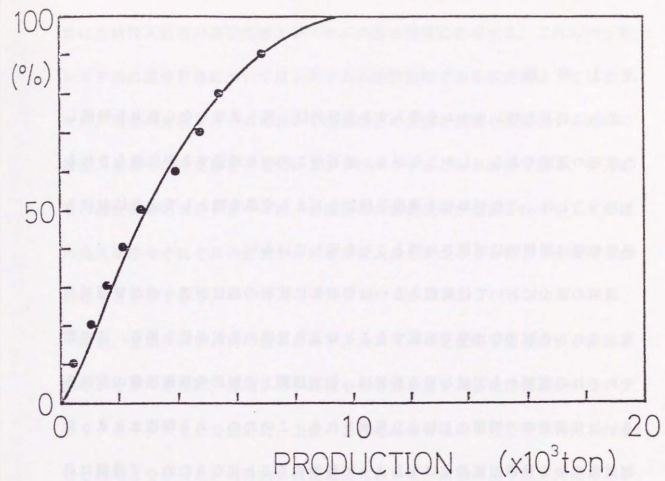


fig.4-34 Mixing property of the inclined ore pass.

5-1 序論

鉱山に鉱石立坑システムを導入する主目的は、言うまでもなく重力を利用した鉱石の運搬である。しかしながら、鉱石がこの中を通過する際に混合されるということは、これが単なる運搬手段にとどまらず混合機として山元における品質管理に積極的に活用され得ることを示している¹⁾。

通常の鉱山においては鉱画あるいは切羽毎に鉱石の品位が違うのが普通であり、これらを適当な比率で出鉱することにより目標の出鉱品位を得る。この際それぞれの鉱画から出鉱し得る鉱量は、切羽展開上の制約や採掘準備の状況あるいは作業効率の問題などにより規制される。このため、ある程度まとまった出鉱量の中で目標出鉱品位になるように管理することになるため、下流側に品位変動を平滑化する能力を持ったストックヤードや貯鉱槽が必要になる。しかし、切羽から供給される鉱石品位のこのようなステップ状の変動を、山元においてある程度平滑化して出鉱することができれば、下流側における品位変動調整能力は非常に限定されたもので済み設備を合理化する事ができる。

第3章の「混合特性曲線の利用法」の項で簡単な例を用いて示したように、混合槽に入力されるステップ状の変動は、条件によっては大幅に平滑化されて出力される場合がある。一般的な線形フィルターの出力は、入力とフィルターのレスポンスのコンボリューション（合成積）であらわされるが、立坑シス

テムも混合装置としてみると一種の線形フィルターと考えられ、出鉱品位の変動は立坑投入鉱石の品位変動とシステムの混合特性に依存する。これらのうち、システムの混合特性についてはシステムの設計段階である程度決まってしまうため、既存の立坑システムにおいて出鉱品位の変動を調整し最適化するためには投入鉱石の品位変動を人為的にコントロールすることが必要である。投入鉱石の品位変動のコントロールは、各鉱画毎の出鉱比率が規制されていても鉱画の投入順序やそれぞれの鉱画からの単位投入量を変えることにより比較的自由に行うことができる。

従来、立坑システム内の鉱石の降下メカニズムや定量的な混合特性が把握されていなかったため、立坑システムはその有効容量すら正確にはわからないブラックボックスとして扱われ、上記のような品質管理の手段として利用されることは殆どなかった。例外的に峯朗鉱山において、斜坑の上下盤方向間の見かけ降下速度の差を利用した出鉱品位変動の管理が試みられているが、この場合も出鉱品位変動の管理の主たる手段は、異なる品位の鉱石を小さい管理単位鉱量毎に交互に立坑に投入したり、品位に応じて投入位置を規定することによる立坑投入段階におけるブレンディングであり、立坑システム内における混合はこのようなブレンディングを助成する2次的なものとして位置づけられている²⁾。

本章ではまず混合特性に基づく立坑システムの有効容量の推定法について言及し、有効容量に直接影響する出鉱にともなう立坑径の拡大の問題についても

考察を加える。さらに現場計測の結果得られた実際の立坑システムの混合特性を例にとり、立坑投入鉱石の品位変動と出鉱品位変動の関係を明らかにし、最適な投入順序と単位投入量を求める道筋を示す。

5-2 立坑容量の推定

(a) 立坑投入鉱石の推定かさ密度

比較的状態のよい石灰岩中に掘削された石灰石鉱山の鉱石立坑の場合、顕著な坑壁の崩落や回混入の問題がないため、ライニングは施されないのが普通である。このため長年の使用にともない、坑壁の摩滅や小規模な剥離などにより徐々に立坑径が増大していく傾向がある。立坑容量の測定は、山元における鉱石の備蓄量や、投入鉱石の品位変動に対する出鉱品位の変動の遅れを知る上で重要であるが、従来その計測には大変な手間と費用を要したためあまり行われることがなかった。また、仮に立坑システムの総容積が計測できても、システム内の死領域の体積の測定が事実上不可能なため、その有効容量を知ることができなかった。しかし、立坑システム内の速度場と混合特性を把握することにより、システムの有効容量を推定することが可能になる。

ここではまず、立坑容量の推定に関する考察に先立って、立坑容量と立坑の幾何学的な大きさの関係を規定する立坑投入鉱石のかさ密度について考察を行う。

石灰石（見かけ比重2.70）の場合、石灰石鉱山から出荷されるある程度粒度の揃った製品のかさ密度は約 $1.6\text{t}/\text{m}^3$ であるといわれている。しかし立坑投入鉱石の粒度分布は、第4章のfig. 4-2～fig. 4-4に示すように、かなり広範にわたっていると考えられるため、粒度の揃ったものとはかさ密度が異なるはずである。通常の鉱山においては、立坑システムの抽出口より上流側に容積がはっ

きりとわかっている貯鉱槽に類するものがないため、立坑投入鉱石のかさ密度を直接測定することは容易でない。個々の粒子の見かけ比重が等しい粉粒体においては、粒度分布が広範にわたるほど、粒子間の隙間により小さい粒子が入り込む入れ子構造の次数が上がるため、かさ密度が増大するのが一般的である (Appendix. 2参照)。

大きさや個々の粒子の粒子密度が同じ場合、不規則な形のものの方が球形のものよりも初期堆積状態でのかさ密度は小さいが、振動などによる2次的な締め固め処理を行うと、逆に球形のものよりもかさ密度が大きくなる傾向があるとされている³⁾。出鉱中の鉱石立坑内においては、鉱石が静止と重力流動を繰り返す不連続挙動をしているため、立坑内における位置とともにかさ密度が変化していることも十分に考えられる。しかしここでは、かさ密度は便宜上、立坑システム内全域で均一であるものと考え、ガラスビーズの粒度分布とかさ密度の関係から立坑投入鉱石のかさ密度を推定することを試みる。

スケールモデル内の単一粒径のガラスビーズの空隙率はfig. 3-19に示したが、容器に対して粒径が十分に (インターロッキング作用による部分的なアーチの形成が無視し得る程度) 小さい7mm以下のものの平均空隙率は38.25%である。見かけ比重が2.70の石灰石がこの空隙率により充填されていると考えると、そのかさ密度は約 1.67t/m^3 となる。石灰石の形状が不規則なことを考え合わせると、経験的に言われている単一粒径の石灰石のかさ密度 1.6t/m^3 という値は、初期堆積状態の値としては妥当であると考えられる。

一方、田海鉱山と峯朗鉱山の立坑投入鉱石の平均的な粒度分布を、7種類の径のガラスビーズで再現した試料のスケールモデル内における空隙率はそれぞれ31.15%、29.55%である。石灰石がこれらの空隙率で充填されていると考えると、そのかさ密度はそれぞれ約 1.86t/m^3 、 1.90t/m^3 となる。形状が不規則なことによる充填率の低下の割合が単一粒径の場合と同じであると仮定すると、混合粒径の石灰石のかさ密度はそれぞれ約 1.78t/m^3 、 1.82t/m^3 となる。

しかし、実際の立坑投入鉱石の粒度分布がガラスビーズの混合試料に比べより広範囲に及ぶことや、立坑内における不連続降下挙動による2次的な締め固め効果の影響があることなどを考慮すると、かさ密度 1.78t/m^3 、 1.82t/m^3 という数字は、それぞれ田海鉱山と峯朗鉱山の立坑投入鉱石のかさ密度として考えられる下限の数字である。

一方、田海鉱山においてトラックスケールを用いて測定した300t分の立坑投入鉱石の容積は、 5.4m^3 のバケットローダー27杯分であった。ローダーのバケット容量の定義と実際の積み込み状況から、実際にはほぼ確実に公称バケット容量以上の容量の鉱石を積み込んでいると考えられるため、見かけ上のバケット容量は 5.4m^3 よりも大きい (現場の担当者の目視によれば約10%)。このため公称バケット容量から計算されるかさ密度約 2.06t/m^3 は、立坑投入鉱石のかさ密度の上限値を与えていると考えられる。

これらのことから、一般的な石灰石鉱山における立坑投入鉱石のかさ密度としては $1.9\sim 2.0\text{t/m}^3$ 程度の値が妥当なのではないかと考えられる。

(b) 1次元線形降下速度分布の場合

1次元線形降下速度分布とは、例えば、立坑の垂直断面内に、立坑の軸方向を y 軸、これに垂直な方向を x 軸とする座標系を考え、立坑下端を y 軸の原点とし上向きを正、一方の坑壁を x 軸の原点とし反対側の坑壁の方向を正とし、見かけ降下速度（単位出鉱量当たり降下距離と定義されているので、この場合 y 軸の負の方向が正）を h としたとき、立坑の軸に垂直な任意の断面上に、

$$h(x) = ax + b \quad (5-1)$$

ただし、 $0 \leq x \leq D$ D : 立坑径

$$a > 0, b > 0$$

で表されるfig. 3-25のような見かけ降下速度分布が存在する場合や、 y 軸の原点からファンネルフローが始まる位置までの流動経路の長さを H_f 、鉱石のかさ密度を ρ とすると、ファンネルフロー領域内に、一方の壁面沿いの見かけ降下速度 $h(0, y)$ が $y = H_f$ でピストンフロー領域の見かけ降下速度、 $y = 0$ で0となるように直線的に減衰する、

$$h(x, y) = \frac{8}{\pi \rho D^3} \left(x - \frac{xy}{H_f} + \frac{Dy}{2H_f} \right) \quad (5-2)$$

で表されるfig. 3-20のような速度場が存在するような場合である。

このような場合、ある時点からステップ関数状に投入された品位の異なる鉱石と、それ以前に投入された鉱石との立坑中の境界面は、鉱石が立坑内を降下

するにつれ平面状態を維持しつつ水平から傾いていく、fig. 5-1a-cは、鉱石の降下にとまらぬこのような境界面の $x-y$ 平面上における変化を示したものである。いま、 $A-A'$ 水平断面で混合特性の測定を行ったとすると、fig. 5-1bの時点が混合特性曲線の原点となる。fig. 5-1cは境界面のちょうど半分がこの断面を通過した時点、つまり着色鉱石を用いたお店答の場合着色鉱石の50%が出現した時点で、fig. 5-1c中の $A-A'$ 断面の上にある斜線部の体積が断面の下にあるものと等しくなる。このため、立坑システム内の降下速度分布関数が1次元線形の場合には、着色鉱石を立坑投入口に敷き詰めてから着色鉱石の50%が出現するまでの累積出鉱量が、そのシステムの有効容量に等しいといえる。

(c) 軸対称降下速度分布の場合

次に、軸対称な降下速度場を持つシステムの場合について考えてみる。このようなシステムは立坑に限らないが、システム内の流れは1次元流であることを前提とする。流動経路の軸方向を y 軸、これに垂直な方向を x 軸とする座標系を考え、流出口を y 軸の原点とし、上向きを正、流動経路の中心を x 軸の原点とし、半径方向を正とするような座標系を考える。

まず、流動経路に垂直な任意の断面内の見かけ降下速度分布が、

$$h(x) = a - bx^n \quad (5-3)$$

ただし、 $a > 0, b > 0, n > 0$

$$0 \leq x \leq D/2$$

で表されるようなシステム（このような速度分布は層流状態にある液体でも見られる）について考える。このようなシステムに、ある時点から品位の異なる鉱石をステップ関数状に投入した場合の、品位の異なる鉱石間の境界面は、出鉱と共に fig. 5-2a-c のように変化する。A-A' 断面より上流の流動経路の全長を L とし、混合特性の測定はこの場合もやはり A-A' 断面において行うものとする。このような流動経路の中に、任意の時点の境界面の最外周の位置を原点とし、鉛直下向きに z 軸をとり、そのときの A-A' の断面の位置を z_1 、境界面の最も速い部分が到達している位置を z_2 とする。 z_1 、 z_2 は出鉱と共に変化する。また、 $z \geq 0$ の任意の位置における中心軸から境界面までの半径方向の距離を $r(z)$ とする。境界面の最も速い部分が A-A' 断面に到達した時点から G だけ出鉱した時点の z_1 、 z_2 はそれぞれ、

$$\begin{aligned} z_1 &= L - \left\{ \left[a - b \left(\frac{D}{2} \right)^n \right] \cdot \frac{L}{a} + \left[a - b \left(\frac{D}{2} \right)^n \right] \cdot G \right\} \\ &= L - \left\{ a - b \left(\frac{D}{2} \right)^n \right\} \cdot \left[G + \frac{L}{a} \right] \end{aligned} \quad (5-4)$$

$$\begin{aligned} z_2 &= a \left[G + \frac{L}{a} \right] - \left\{ a - b \left(\frac{D}{2} \right)^n \right\} \cdot \left[G + \frac{L}{a} \right] \\ &= b \left(\frac{D}{2} \right)^n \cdot \left[G + \frac{L}{a} \right] \end{aligned} \quad (5-5)$$

また、 $z_1 \leq z \leq z_2$ における z と $r(z)$ の関係は、

$$z = (a - b r^n) \cdot \left[G + \frac{L}{a} \right] - \left\{ a - b \left(\frac{D}{2} \right)^n \right\} \cdot \left[G + \frac{L}{a} \right]$$

$$= \left\{ b \left(\frac{D}{2} \right)^n - b r^n \right\} \left[G + \frac{L}{a} \right]$$

なので、これを r について解くと、

$$r(z) = \left\{ \left[\left(\frac{D}{2} \right)^n - \frac{z}{b \left[G + \frac{L}{a} \right]} \right] \right\}^{\frac{1}{n}} \quad (5-6)$$

となる。 fig. 5-2c において A-A' 断面より下の斜線部分の体積を V_1 、上の斜線部分の体積を V_2 とすると

$$\begin{aligned} V_1 &= \int_{z_1}^{z_2} \pi r(z)^2 dz \\ &= \frac{\pi b n \left(G + \frac{L}{a} \right)}{n+2} \left\{ \left[\left(\frac{D}{2} \right)^n - \frac{L}{b \left(G + \frac{L}{a} \right)} + \frac{a-b \left(\frac{D}{2} \right)^n}{b} \right]^{\frac{n+2}{n}} \right\} \end{aligned} \quad (5-7)$$

$$\begin{aligned} V_2 &= \frac{\pi D^2}{4} z_1 - \int_0^{z_1} \pi r(z)^2 dz \\ &= \frac{\pi D^2}{4} \left[L - \left\{ a - b \left(\frac{D}{2} \right)^n \right\} \left[G + \frac{L}{a} \right] \right] + \frac{\pi b n \left(G + \frac{L}{a} \right)}{n+2} \cdot \\ &\quad \left\{ \left[\left(\frac{D}{2} \right)^n - \frac{L}{b \left(G + \frac{L}{a} \right)} + \frac{a-b \left(\frac{D}{2} \right)^n}{b} \right]^{\frac{n+2}{n}} - \left(\frac{D}{2} \right)^{n+2} \right\} \end{aligned} \quad (5-8)$$

である。品位の異なる鉱石を投入してから $V_1 = V_2$ となる時点までの累積出鉱

量が、そのシステムの有効容量に等しい。

いま、(5-7)式と(5-8)式が等しくなるような G を G_{**} とすると、

$$G_{**} = \frac{D^2 L}{4 \left[\frac{b n}{n+2} \left(\frac{D}{2} \right)^{n+2} + \frac{D^2}{4} \left\{ a - b \left(\frac{D}{2} \right)^{n+2} \right\} \right]} - \frac{L}{a} \quad (5-9)$$

となり、境界面がA-A'断面に到達してからから G だけ出鉱された時点では、境界面のうち、

$$\frac{\pi \left\{ \frac{a^2 G}{b(L+aG)} \right\}^{\frac{2}{n}}}{\frac{\pi D^2}{4}} \times 100 \quad (\%) \quad (5-10)$$

がA-A'断面を通過しているので、(5-10)式の G に G_{**} を代入すると、境界面のうち何%がA-A'断面を通過した時点までの累積出鉱量がシステムの有効容量になるかがわかる。(5-10)に(5-9)式を代入すると、

$$100 \cdot \left[1 - \frac{n}{n+2} \right]^{2/n} \quad (\%) \quad (5-11)$$

のようになり、境界面のうち何%がA-A'断面を通過した時点までの累積出鉱量がシステムの有効容量になるかは、 n のみに依存することがわかる。

$n=2$ の場合(5-11)式はちょうど50%となる。

抽出口が中央直下にあるサイロやオアビンのようなものでは、ある高さ H_t まではピストンフロー状態で降下し、 H_t より下部では抽出口に近づくにつれ外側の見かけ降下速度が遅くなり中心部の見かけ降下速度が速くなるような、流動経路の中心軸に対して軸対称な速度場が形成される。ピストンフロー領域

の見かけ降下速度は、

$$h = \frac{4}{\pi D^2 \rho} \quad (5-12)$$

である。

$y < H_t$ で、速度場 $h(x,y)$ が、

$$h(x,y) = g(y) - f(y) \cdot x^n \quad (5-13)$$

のような関数で表されるとすると、任意の水平断面を単位出鉱量当たり通過する鉱石の量は等しいので、

$$2\pi \int_0^{D/2} x \cdot h(x,y) dx = \frac{4}{\pi D^2 \rho} \cdot \pi \left(\frac{D}{2} \right)^2 = \frac{1}{\rho} \quad (5-14)$$

が成り立つ。(5-14)式に(5-13)式を代入し、 $g(y)$ について解くと、

$$g(y) = \frac{D^n}{(n+2) 2^{n+1}} f(y) + \frac{4}{\pi D^2 \rho} \quad (5-15)$$

のように、 $g(y)$ が $f(y)$ の関数として表される。(5-15)式を(5-13)式に代入すると、

$$h(x,y) = \left\{ \frac{D^n}{(n+2) 2^{n+1}} f(y) + \frac{4}{\pi D^2 \rho} - f(y) \cdot x^n \right\} \quad (5-16)$$

となる。ここで、最外周部分の見かけ降下速度が $y=0$ で0になるように直線的に減衰するものと仮定すると、

$$h(0/2,y) = \frac{4}{\pi D^2 \rho H_t} y \quad (5-17)$$

なので、(5-16)式の x に $D/2$ を代入したものが(5-17)式の右辺に等

しいとして、それを $f(y)$ について解くと、

$$f(y) = \frac{2^{n+2} (n+2)}{\pi n D^{n+2} \rho} \left[1 - \frac{y}{H_f} \right] \quad (5-18)$$

となる。このような場合の速度場は (5-18) 式を (5-16) 式に代入し、

$$h(x, y) = \frac{4}{\pi n D^2 \rho} \left[\left[\frac{y}{H_f} - 1 \right] \left\{ (n+2) \left[\frac{2x}{D} \right]^n - 2 \right\} + n \right] \quad (5-19)$$

のようになる。

このような速度場を持つシステムにおいて、境界面の何%が $A-A'$ 断面を通過した時点までの累積出鉱量がシステムの有効容量になるかを解析的に求めることは困難なので、パソコンで出鉱にともなう境界面の状態変化をシミュレートし、 $V_1 = V_2$ となる時点で境界面の何%が $A-A'$ 断面を通過していたかを求める。高さが H_f にあった境界面の任意の点 ($x = x_0$) が、(5-19) 式で表される速度場の中を高さ y まで降下する間の出鉱量 $G(x_0, y)$ は、

$$H_f - y = \int_0^G h(x_0, y) dG$$

を、 $y = H_f$ のとき $G = 0$ という初期条件の下で解いて、

$$G(x_0, y) = \frac{-\pi D^2 \rho n H_f}{4 \left\{ (n+2) \left[\frac{2x_0}{D} \right]^n - 2 \right\}} \cdot \ln \left[\frac{\left[\frac{y}{H_f} - 1 \right] \left\{ (n+2) \left[\frac{2x_0}{D} \right]^n - 2 \right\} + n}{n} \right] \quad (5-20)$$

という、 D 、 ρ 、 n 、 H_f の関数となる。 $V_1 = V_2$ となった時点で、 $A-A'$

断面を通過していた境界面の比率を Q_{ss} とすると、コンピューターシミュレーションの結果、 Q_{ss} は ρ と H_f には無関係で D と n のみに依存することがわかった。しかし、 Q_{ss} の D に対する依存性は fig. 5-3a に示すように極めて小さく、実用的な範囲では無視し得る程度である。これに対し $D = 8(m)$ のとき、 Q_{ss} と n の間には fig. 5-3b に示すような関係がある。

(d) 立坑径の拡大理論

石灰石鉱山における鉱石立坑は出鉱と共に拡大していくのが普通である。ここでは、使用開始からの累積出鉱量が $2.615 \times 10^3 t$ と $6.003 \times 10^3 t$ の時点で混合特性の測定が行われた田海鉱山の例を用いて、出鉱にともなう立坑径の拡大について考察する。

田海鉱山の立坑の設計直径は 5m、長さは 465m であり、立坑投入鉱石のかき密度は $1.9 t/m^3$ とする。混合特性測定時には坑口から 13m 下がった位置に着色鉱石を入れたので、以後立坑容量を計算する際にはこの位置以下の部分のみを考える。つまり計算上の立坑長は 452m とする。また、設計直径は保証されている最小径で、実際の立坑掘削においては半径で 20~30cm の余掘りが発生するのが常であるため、立坑開削当初の立坑径は 5.5m であつたと考える。シュート、ホッパー部の有効容量が約 280t なので、立坑システムの容量は立坑使用開始当初約 20,680t であつたと考えられる。立坑使用開始時からの累積出鉱量が、 $2.615 \times 10^3 t$ と $6.003 \times 10^3 t$ の時点で測定した混合特性から推定された有効容量は、そ

れぞれ約35,400t、45,600tであった。シュート、ホッパー部の有効容量は変化しないものとする（仮に変化してもこの影響は非常に小さく問題にならない）、立坑径はそれぞれの時点で約7.22m、8.20mに拡大していたことになる。

立坑径が拡大していく要因としては、1) 鉱石の打撃などの衝撃による坑壁の剥離、2) 鉱石との摩擦による坑壁の摩耗、3) 鉱石が立坑内を降下する際にかかる繰り返し荷重による坑壁の疲労破壊、4) 地圧や立坑の形状などの構造的な要因による坑壁の崩壊等が考えられる。これらの内、4) は立坑の位置及び構造上の問題であり、ここでは議論しないことにする。また、3) は主に坑壁の劣化の原因であり、坑壁の剥離の直接のきっかけになるのはほとんどの場合、鉱石の降下挙動にともなう鉱石の打撃などによる衝撃であると考えられる。1) と2) の境界は明確ではなく、2) は非常に多くの極小規模な坑壁の剥離の累積と考えることもできる。そこで、ここでは立坑径の拡大が主に1) に依存するものとする。

投入鉱石の中には様々な形状や大きさのものがあるが、特に坑壁にダメージを与え易い形状、大きさの鉱石は、単位投入量（坑壁の混入を無視すれば単位出鉱量でもある）当たり一定量含まれており、これがfig.5-4 に示すように徐々に坑壁を剥離させ結果的に立坑径を拡大する。また、便宜上立坑内ではピストンフローが維持されるものとする。

立坑使用開始当初の立坑半径を r_0 、使用開始後任意の時点の立坑半径を r 、立坑長および単位出鉱量当たりの重力流動の回数は立坑径が拡大しても常に一

定とすると、立坑使用開始当初と立坑半径が r になった時点での任意の鉱石が立坑内を通過する間に発生する重力流動の回数比は

$$\left(\frac{r}{r_0} \right)^2$$

である。また、坑壁の拡大に寄与するのは坑壁から d_0 の範囲内にある鉱石のみであると考え、立坑使用開始当初と立坑半径が r になった時点で、この範囲内に存在する坑壁の拡大に寄与する粒子の個数の比は

$$\left(\frac{2r - d_0}{2r_0 - d_0} \right)$$

なので、任意の鉱石が立坑内を通過する間に坑壁の剥離に関与する粒子が坑壁にあたる回数の比は

$$\left(\frac{2r - d_0}{2r_0 - d_0} \right) \left(\frac{r}{r_0} \right)^2$$

となる。

一方、単位出鉱量当たりの重力流動の回数は変わらないので、1回の挙動当たりの降下距離は立坑径の拡大とともに短くなる。坑壁の剥離に寄与するエネルギーは、坑壁から d_0 の範囲にある鉱石の重力流動の際の最大運動エネルギー、つまり個々の挙動の前後の位置エネルギーの差に比例するものと考え、立坑径の拡大の前後におけるこの比率は

$$\left(\frac{2r - d_0}{2r_0 - d_0} \right) \left(\frac{r_0}{r} \right)^2$$

である。このため、任意の鉱石が立坑内を通過する間に立坑壁面に与えられる坑壁の剥離に寄与するエネルギーの総和の、立坑使用開始時に対する比は、

$$\left(\frac{2r - d_0}{2r_0 - d_0} \right)^2$$

となる。

便宜上坑壁から剥離する個々の岩片の大きさは等しいものとし、剥離する岩片の個数が剥離に寄与するエネルギーに比例するものと仮定すれば、任意の鉱石が立坑内を通過する間に剥離により坑壁が半径方向に後退する距離は、立坑壁面の単位面積に与えられる坑壁の剥離に寄与するエネルギーに比例する。立坑半径が r_0 から r に拡大すると立坑壁面の総面積は r/r_0 倍となるため、

任意の鉱石が立坑内を通過する間に立坑径が拡大する量は、立坑使用開始時の

$$\left(\frac{2r - d_0}{2r_0 - d_0} \right)^2 \left[\frac{r_0}{r} \right]$$

倍となる。任意の鉱石が立坑内を通過する間の出鉱量は、立坑使用開始時の

$$\left[\frac{r}{r_0} \right]^2$$

倍なので、単位出鉱量当たりの立坑半径の拡大量、つまり立坑半径拡大速度の立坑使用開始時に対する比は

$$\left(\frac{2r - d_0}{2r_0 - d_0} \right)^2 \left[\frac{r_0}{r} \right]^3$$

あるいは、

$$\left[\frac{r - \frac{d_0}{2}}{r_0 - \frac{d_0}{2}} \right]^2 \left[\frac{r_0}{r} \right]^3$$

となる。

ここで、 d_0 は主に立坑投入鉱石の粒度分布に依存するものと考えられるが、通常これは r 及び r_0 に対し十分に小さいため、第1次近似として、単位出鉱量当たりの立坑半径の拡大量が立坑壁面の周長に反比例すると考える。すると、立坑使用開始時の単位出鉱量当たり立坑半径拡大量（立坑半径拡大速度） v_0 と、立坑半径が r になった時点における立坑半径拡大速度 v の間には、

$$v : v_0 = 2\pi r_0 : 2\pi r$$

$$\text{あるいは} \quad v = \frac{v_0 r_0}{r} \quad (5-21)$$

が成り立つ。立坑使用開始時からの累積出鉱量が Q の時点における立坑半径 r が、 $Q + dQ$ の時点で $r + dr$ になるとすると、

$$dr = v(r) dQ \quad (5-22)$$

である。(5-22)式に(5-21)式を代入し $r = r_0$ において $Q = 0$ という条件の下で解くと、

$$r = \sqrt{r_0^2 + 2v_0 r_0 Q} \quad (5-23)$$

となる。

d_0 を考慮した場合の Q と r の関係式は、上記と同じ手順により、

$$Q = \frac{(2r_0 - d_0)^2}{4r_0^3 v_0} \left\{ \frac{r_0^3}{d_0 - 2r_0} - \frac{r^3}{d_0 - 2r} - \frac{3d_0}{8} \left\{ 2r_0 - 2r + \frac{d_0^2}{d_0 - 2r_0} - \frac{d_0^2}{d_0 - 2r} + \ln \left[\frac{d_0 - 2r_0}{d_0 - 2r} \right]^{2d_0} \right\} \right\} \quad (5-24)$$

ようになる。(5-24)式には対数項が加わっているものの、基本的には2次式で、考察する範囲内では(5-23)式を用いた結果とあまり変わらない。

fig.5-5 に田海鉱山の立坑使用開始時からの累積出鉱量と立坑半径の関係を示す。実線は、累積出鉱量 $2.615 \times 10^3 t$ と $6.003 \times 10^3 t$ の時点の混合特性から求めた立坑半径の推定値に(5-23)式を当てはめたものである。田海鉱山の立坑は $2m \times 2m$ のパイロット坑をアリアックライマーを用いて拡張しているため、当初の立坑の坑壁は発破によりある程度ダメージを受けていると考えられる。また、個々の挙動の際に坑壁に加わる剥離に寄与するエネルギーは、立坑径が小さいほど大きいため、実際には立坑径が小さい程剥離される個々の岩片も大きく、立坑径の拡大がより効率的に進むものと考えられる。このため、運用開始当初の立坑径の拡大速度は定常状態よりも速く、実際にはfig.5-5中の破線のような過程をたどったのではないかと推定される。

5-3 出鉱品位変動の推定

(a) フィルターとしての立坑システム

いま、立坑システムを一種のフィルターと考えると、投入鉱石の品位変動と出鉱品位の変動がそれぞれ入力、出力と考えられる。この場合、出鉱量が通常のフィルターの場合における時間に相当する。一般には、Diracのδ関数(インパルス)を入力した際のシステムの出力をδレスポンスと称し、この大きさ(ゲイン)が入力のインパルスの大きさに比例し、かつ、インパルスの遅れに応じて出力も遅れるフィルターのことを線形フィルターと称する。立坑システムにおいて、常に同じ品位の鉱石が投入されているところに投入される周囲と品位の異なる鉱石層をインパルス入力と考えると、出鉱品位の変動の大きさはこの鉱石層の周辺鉱石との品位の差(インパルスの大きさ)に比例し、また、この鉱石層の投入から出鉱品位の変動が始まるまでの出鉱量は常に一定である。このことから立坑システムは一種の線形フィルターと考えることができる。フィルターへの入力を $x(t)$ 、δレスポンスを $f(t)$ とすると、線形フィルターへの出力 $y(t)$ は、

$$y(t) = \int_0^t x(\tau) f(t-\tau) d\tau \quad (5-25)$$

のように、入力とδレスポンスのコンボリューションで与えられる^{4)~6)}。

インパルスが入力されてからの出鉱量を G 、インパルス以外の鉱石の品位を q 、立坑システムのδレスポンスを $f(C)$ 、インパルスの入力から出鉱品位の

変動が始まるまでの出鉱量を ω 、出鉱品位の変動が始まった時点をもととする出鉱量を G' とすると、混合特性 $Q(G')$ と $f(G)$ の間には、

$$Q(G') = \frac{\int_{\omega}^{G'} (f(G) - q) dG}{\int_{\omega}^{\infty} (f(G) - q) dG} \quad (5-26)$$

という関係が成り立つので、出鉱品位の変動は投入鉱石の品位変動と立坑システムの混合特性の関数となることがわかる。

(b) 鉱画の投入順序と出鉱品位変動の関係

天然の鉱床を対象とする鉱山業の品質管理は、従来、余振りや上下盤の剥離などによる研混入を如何に制御し目標の品位を出すかということに主眼がおかれてきた。従って問題となるのは多くの場合、日、週あるいは月毎の平均品位であり、その管理単位ロット（その中で目標とする平均品位を得ようとする最小鉱量）内における品位変動は無視されてきた。しかしこれは、あくまでも出鉱鉱石の管理単位ロットが十分に小さく、下流側にその中で品位変動を吸収する設備が設置されているか、その中で品位変動が問題にならない程度のものであることを前提としているはずである。

通常の鉱体中の特定の成分の品位は、鉱体中の位置により著しく異なるのが普通である。しかし従来、小規模な複数の切羽が同時に稼働する坑内掘りの鉱山においては、坑内貯鉱層に、ほぼ均一な品位を持つと考えられる同一切羽、あるいは鉱画の鉱石が大量にまとまって投入されることは希であり、品位の異

なる複数の切羽あるいは鉱画から出鉱される鉱石が、意識的に、あるいは偶然に交互に投入されることが多い。これは坑内貯鉱層への投入段階においてある程度鉱石がブレンディングされている状態である。このように連続して投入される同じような品位の鉱石の量が限られている場合、オアビンの流出口近傍や坑外のストックヤード内などにおける多少の混合で出鉱品位の変動が充分に小さくなるため、これを意識する必要がなかった。

一方、選鉱場やセメント工場など鉱山の下流部門にとっては、大幅な品位の変動は選鉱効率や製品の品質に直接影響するやっかいな問題である。基本的に、ある程度周期の長い品位変動にはラインで対応する体制ができてはいるが、短い周期の変動には対応しきれないため、坑外に大規模なストックヤードを設置して受け入れ鉱石の均質化をはかるか、このような変動は事実上無視しているのが現状である。いずれにしても、山元においてある程度出鉱品位の変動を抑えることができれば下流側の合理化につながるものと考えられる。

近年、特にわが国の石灰石鉱山においては採掘効率を上げるため、鉱山の大規模化、切羽の集約が盛んに行われるようになった。これはおのずと管理単位ロットの増大をもたらし、出鉱に至る経路においてあまり混合が起きない場合ステップ関数状の出鉱品位の変動が生じ問題となる。逆に品位変動のこのような変動が問題となり切羽の集約が進まない事態も考えられる。

前述のように、立坑下部における出鉱品位の変動は立坑投入鉱石の品位変動と立坑システムの混合特性に依存する⁷⁾⁻⁹⁾。いま、採掘対象鉱画数 n 、各鉱

画中の対象鉱物の品位は均一で q_i (%) ($i=1\sim n$)、各鉱画の管理単位ロット当たり投入量 w_i (t) ($i=1\sim n$)、管理単位ロット w_{10t} (t)、当初システム内に満たされている鉱石中の対象鉱物の品位 q_{10t} (%) とし、システムの混合特性が $Q(t)$ (%) で表されるとき、各管理単位ロット内において、鉱画1、鉱画2、
 …、鉱画 n の順に投入し、最初のロット中の鉱画1の鉱石の内、最初のものが出現した時点からの累積出鉱量を G (t) とすると、 $G > 0$ の任意の時点での対象鉱物の出鉱品位 $V(G)$ (%) は、

$$V(G) = q_{10t} \cdot \frac{100 - Q(G)}{100} + \sum_{i=1}^N \left\{ \sum_{j=1}^n q_j \cdot \frac{Q(G1) - Q(G2)}{100} \right\} + \sum_{i=1}^{N_2-1} \left\{ q_i \cdot \frac{Q(G3) - Q(G4)}{100} \right\} + q_{N_2} \cdot \frac{Q(G5)}{100} \quad (5-27)$$

で表される。

ここで N_1 は $\frac{G}{w_{10t}}$ の整数部、 N_2 は $(G - N_1 \cdot w_{10t}) - \sum_{i=1}^N w_i$ の N を1から順に大きくしていったとき、この式が初めて負になるときの N であり、また $G1 \sim G5$ はそれぞれ、

$$\begin{cases} G1 = G - \left\{ (i-1) \cdot w_{10t} + \sum_{k=1}^{i-1} W_k \right\} \\ G2 = G - \left\{ (i-1) \cdot w_{10t} + \sum_{k=1}^j W_k \right\} \\ G3 = G - \left\{ N_1 \cdot w_{10t} + \sum_{k=1}^{j-1} W_k \right\} \\ G4 = G - \left\{ N_1 \cdot w_{10t} + \sum_{k=1}^j W_k \right\} \\ G5 = G - \left\{ N_1 \cdot w_{10t} + \sum_{k=1}^{N_2-1} W_k \right\} \end{cases}$$

である。

第3章で示したような特殊な混合特性をもつ場合は別として、入力変動が周期関数で表され、その周期だけが変化する混合プロセスにおける出力変動の大きさ(入力に対する出力のゲイン)は、一般的に入力変動の周期が短いほど小さい。鉱石立坑システムの場合、入力変動の周期が管理単位ロットの大きさに依存することはいうまでもないが、管理単位ロットの大きさが一定でも、その中での鉱画の投入順序を変えることにより、見かけ上入力変動の周期を変えたような効果が得られる場合がある。

ここでは $CaCO_3$ の出鉱品位を安定化するため、鉱石中の MgO と粘土分 (SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3) の1日当たりの平均投入品位が一定になるような品質管理を行っている炭田鉱山を例に取り²⁾、立坑投入鉱石の管理単位ロット内での投入順序と出鉱品位変動の関係について考察する。

立坑投入鉱石の管理単位ロット中の MgO と粘土分の平均品位の目標値がそれぞれ1.6%、6.0%で、Table.5-1 に示すような品位を有する4カ所の出鉱対象鉱画がある場合、線形計画法的手法により、単位ロット中におけるそれぞれの鉱画の鉱石の比率は、A:21.23%、B:38.26%、C:8.33%、D:32.17% であればよいことがわかる。各管理単位ロット内において鉱画Aの鉱石、鉱画Bの鉱石、鉱画Cの鉱石、鉱画Dの鉱石の順で投入したとすると、まだ余り混合が起きていない立坑上部においては、鉱石の品位が立坑内の位置によってほぼステップ状に変化することになる。しかし、出鉱品位は立坑システム内での混合のため、

ステップ状には変動しない。MgO の品位が1.6%の鉱石で満たされている立坑に、ある時点から上記のようなパターンの投入を繰り返す場合の、MgO の投入品位と出鉱品位の変動はfig.5-6 のようになる。fig.5-6 において上段は投入品位の、下段は(5-27)式によって計算された出鉱品位の変動である。計算に際しては、管理単位ロットを12,000tとし、立坑システムの混合特性としてfig.5-7 に示した峯朗鉱山における小塊の混合特性を用いた。

投入鉱石の品位変動、つまりこの場合、各管理単位ロット内における鉱画の投入順序に基づくステップ関数状の品位変動は、出鉱品位の変動パターンに影響するだけでなく、品質管理の最も重要な指標である出鉱品位の最大変動幅にも影響する。fig.5-8 に、fig.5-6 を計算した際と同じ条件で、各ロット内での投入順序をA-C-D-Bの順にした場合の、MgO の投入品位と出鉱品位の変動を示す。出鉱品位がfig.5-6 やfig.5-8 のように変動する場合、それぞれの投入順序で投入した鉱石が出鉱を開始してからの累積出鉱量が25,000t以降(品位変動がほぼ定常状態になっていると考えられる)のMgO 品位の最大変動幅はそれぞれ0.47%、0.31%である。このように投入順序を入れ換えるだけで、出鉱品位の変動パターンが変わるだけでなく、その定常状態における最大変動幅を大幅に(この例の場合は約34%)小さくすることが可能である。

その他の投入順序の場合の、MgO の投入品位と出鉱品位の変動のようすをfig.5-9 からfig.5-12に示す。それぞれ上段が投入品位、下段が計算した出鉱品位である。fig.5-6 およびfig.5-8 ~fig.5-12を比較すると、単位ロット内

で品位の高い鉱画と低い鉱画ができるだけ交互に投入され、全体として投入品位の変動周期が見かけ上短いものの方が、出鉱品位の最大変動幅が小さくなっていることがわかる。

(c) 管理単位ロットの大きさと最大品位変動の関係

いうまでもなく最大品位変動の値は、投入順序だけでなく、管理単位ロットの大きさにも依存する。fig.5-13からfig.5-18は、それぞれfig.5-6 及びfig.5-8 からfig.5-12を計算した際と同じ条件で、管理単位ロットの大きさを変化させ、それぞれの管理単位ロットの場合について、MgOと粘土分(Clayで表示)の出鉱品位の変動がほぼ定常状態になった際の最大変動幅を求めてプロットしたものである。出鉱品位の最大変動幅は全体的には単位ロットの大きさとともに大きくなるが、投入順序によりその変化のようすは異なり、また同じ投入順序の場合でも局部的には単位ロットを大きくするとかえって最大変動幅が小さくなるような現象も見られる。

機械の大型化による切羽の集約を促進する観点からすれば、管理単位ロットは大きいほど出鉱計画を立案する際の自由度が増し好ましいが、一連の計算結果からもわかるように、管理単位ロットを大きくすると出鉱品位の最大変動幅と変動周期が大きくなり下流側の品質管理が困難になる。最適な管理単位ロットを決める際にはこれらの妥協点を見いだす必要がある。

また、管理単位ロットの大きさと最大変動幅の関係は管理単位ロット内にお

ける投入順序にも依存するため、実際の管理単位ロットの大きさを決めるには、現実的な管理単位ロットの前後で最も最大品位変動幅が小さくなるような投入順序のものについて検討すればよい。

しかし、峯朗鉱山のように独立した2成分の出鉱品位の管理を行っている場合、それぞれの成分について最適な投入順序が異なる（当然、最大品位変動と管理単位ロットの大きさの関係も異なる）ため、最適な投入順序、さらには最適な管理単位ロットを一義的に決めることは困難になる。

(d) 混合特性と最大品位変動の関係

出鉱品位の変動は立坑投入鉱石の品位変動ばかりでなく、立坑システムの混合特性にも依存する。仮に峯朗鉱山の立坑システムの混合特性を、fig.5-19に示すような、より混合されにくい田海鉱山の混合特性で置き換えて考えると、fig.5-13はfig.5-20、fig.5-14はfig.5-21ようになる。これらの図からわかるように、管理単位ロットの大きさが規制された状況の下で出鉱品位の最大変動幅を小さくするためには、シュート、ホッパー一部の構造が等しい場合、垂直立坑システムに比べより混合の促進される斜坑システムの方が有利である。

一方、単一の立坑システムにより、複数の用途別の鉱石を時系列的に切り替えて流送する場合には、種類が切り替わるときの相互混入によるロスがより少ない垂直立坑システムの方が好ましい。

5-4 結論

混合特性から立坑システムの有効容量を推定するには、立坑投入鉱石のかさ密度の値を知る必要がある。従来見かけ密度が約 2.7t/m^3 の石灰石のバルク状態のかさ密度は約 1.6t/m^3 とされてきたが、これは比較的粒度の揃った物の値であり、広範な粒度分布を持つ立坑投入鉱石のかさ密度はより大きいものと考えられる。本章ではまず、ガラスビーズの粒度分布と空隙率の関係から、田海鉱山と峯朗鉱山の立坑投入鉱石についてかさ密度の推定を行い、それぞれのかさ密度の推定下限値として、 1.78t/m^3 、 1.82t/m^3 という数値が得られた。田海鉱山におけるバケットローダーを用いた容積測定により推定される立坑投入鉱石のかさ密度の上限値が 2.06t/m^3 であること、現場担当者の目視による推定過積率、立坑内における不連続降下挙動による二次的な締め固め効果の影響などを考慮し、一般的な石灰石鉱山における立坑投入鉱石のかさ密度としては、 $1.9\sim 2.0\text{t/m}^3$ 程度の値が妥当であると考えられる。

混合特性から立坑システムの有効容量を推定するためには、さらに立坑内の速度場を把握する必要がある。本章では、一次元線形降下速度分布の場合と2種類の軸対称降下速度分布の場合について、理論的な有効容量を与える、ステップ関数状に投入された異なる鉱石間の境界面の出現率を求めた。この結果、速度分布がn次元関数で表される軸対称降下速度分布の場合はその出現率が主にnに依存することがわかった。

1年程度の間隔において測定された田海鉱山における混合特性から、上記の

ような結果に基づき計算した推定立坑容量の値と、立坑径の拡大が主に鉱石の打撃などの衝撃による坑壁の剥離によると考えた立坑半径と累積出鉱量の関係と比較した。この立坑径拡大理論が定常状態の立坑径の拡大過程を表すのに適当かどうかを判断するためには、更に累積出鉱量が増えた段階で混合特性の測定を行い、その時点の立坑径を求めて確認する必要がある。

投入鉱石のステップ関数状の品位変動と、立坑システムの混合特性から出鉱品位の変動を計算する式を求め、これに基づき炭朗鉱山におけるケーススタディーを行った結果、出鉱品位の変動パターン、及び、鉱山における品質管理を考える上で最も重要な指標である出鉱品位の最大変動幅が、管理単位ロット内の鉱画の投入順序、管理単位ロットの大きさ、立坑システムの混合特性に依存することが確認された。

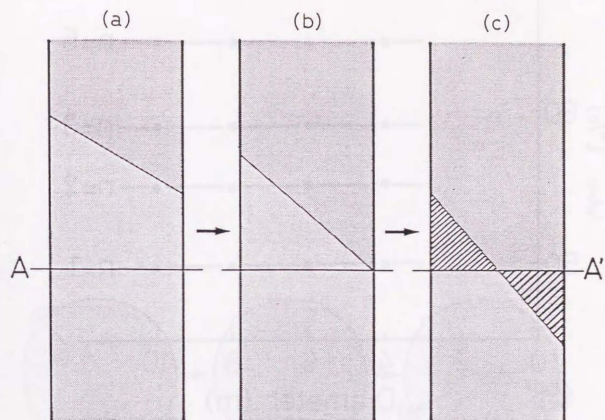
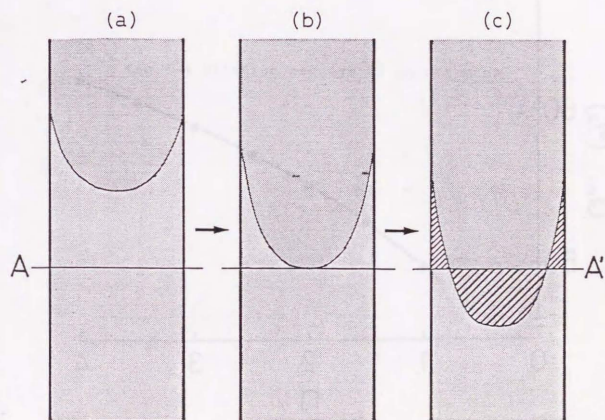
多成分の管理を行う場合を除き、最適な鉱画の投入順序は比較的簡単に決定されるが、最適な管理単位ロットの大きさは、許容し得る品位の最大変動幅や切羽展開上の制約などに基づく総合的な判断により決定されるべきである。

参考文献

- 1) Mogi G., Yamaguchi U., Production Scheduling Based on Mixing Properties of Ore in Large-Scale Ore Pass Systems, Proc. Int. Symp. on Mine Planning and Equipment Selection, Calgary, pp.95-106, (1988)
- 2) 大野雅之, 立坑内原石挙動の研究, 石灰石, No.231, pp.20-26, (1988)
- 3) Gray W. A., The Packing of Solid Particles, Chapman and Hall LTD, London, pp.13-14, (1968)
- 4) Rikitake T., Sato R., Hagiwara Y., Applied Mathematics for Earth Scientists, Terra Scientific Publishing, pp.11-55, (1987)
- 5) 石井吉徳, 地殻の物理工学, 東京大学出版会, pp.30-31, (1988)
- 6) 物理探査, 物理探査学会, pp.181-182, (1989)
- 7) 茂木源人, 山富二郎, 山口梅太郎, 鋪木寛, 石灰石鉱山における鉱石立坑の混合特性, 資源素材学会誌投稿中
- 8) 宮内照勝, 流系操作と混合特性, 続新化学工学講座14, 日刊工業新聞社, pp.18-20, (1960)
- 9) 森山建治, 鉱山切羽品質管理自動化システムの開発, 石灰石, No.239, pp.54-60, (1989)

| 鉱画 | MgO % | 粘土分 % |
|----|-------|-------|
| A | 0.8 | 6.6 |
| B | 2.1 | 7.8 |
| C | 2.5 | 4.7 |
| D | 1.3 | 3.8 |

table.5-1 List of ore block qualities.

fig.5-1 Variations of boundary front shape.
(linear velocity distribution.)fig.5-2 Variations of boundary front shape.
(axisymmetric velocity distribution.)

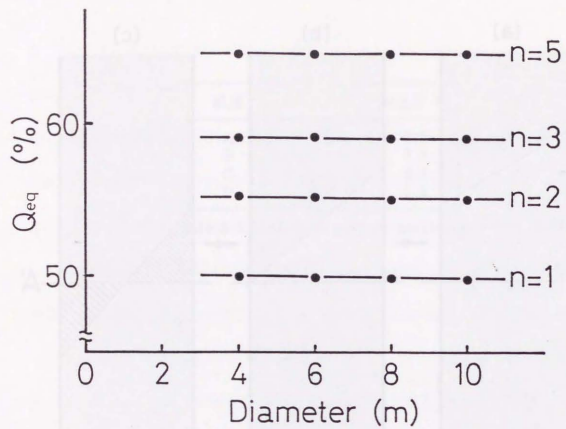
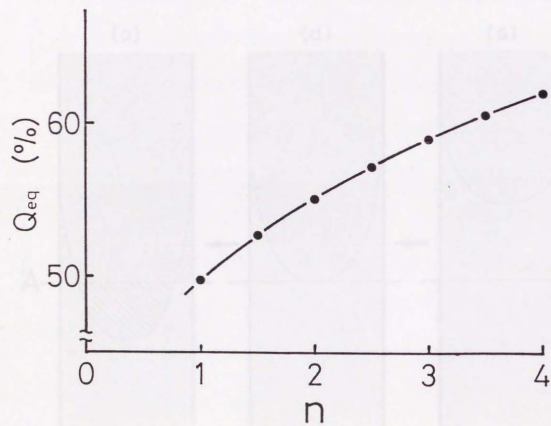
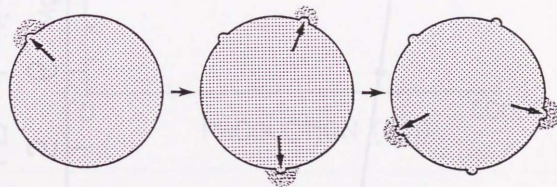
fig.5-3a The relationship between Q_{eq} and Dfig.5-3b The relationship between Q_{eq} and n for $D=8$.

fig.5-4 Dilation process of an ore pass.

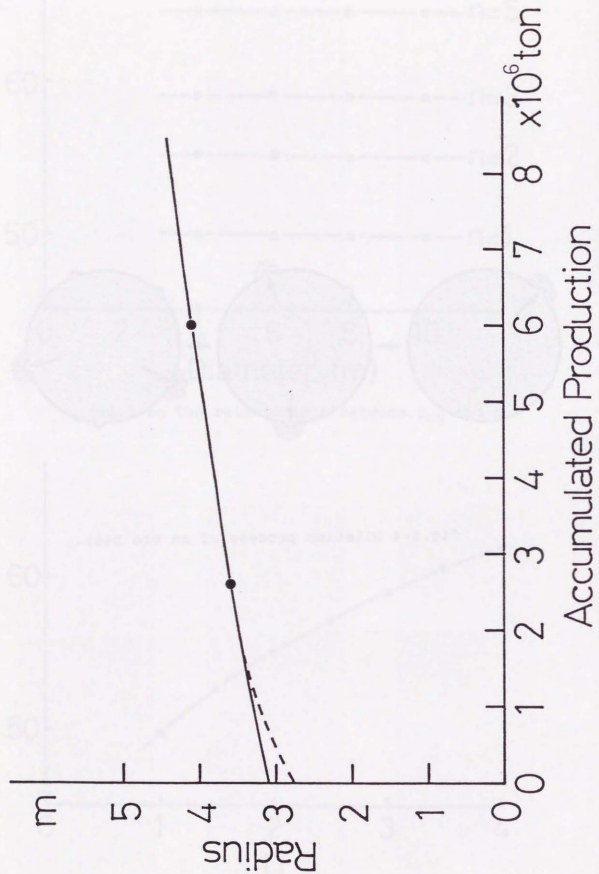


Fig. 5-5 the relationship between the ore pass radius and the accumulated production in "TOMB" SHAFER.

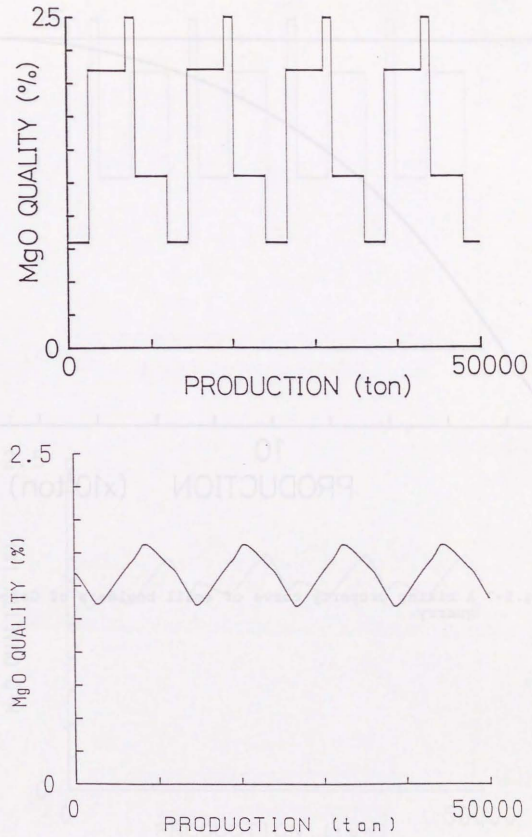


fig.5-6 Theoretically estimated quality variation. Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,B,C and D.

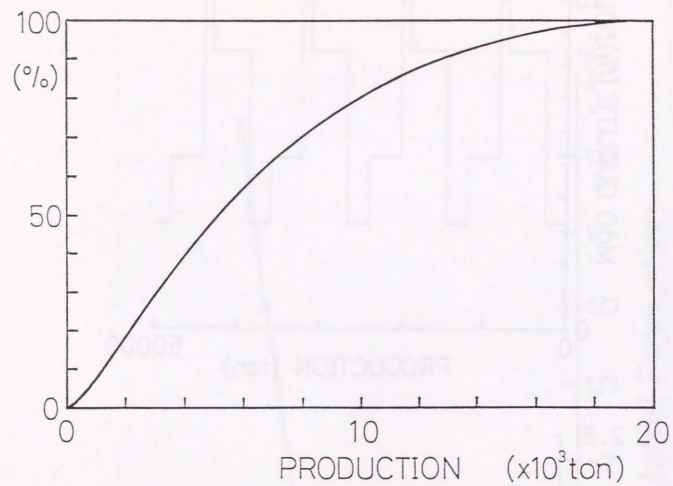


fig.5-7 A mixing property curve of small boulders of Garou quarry.

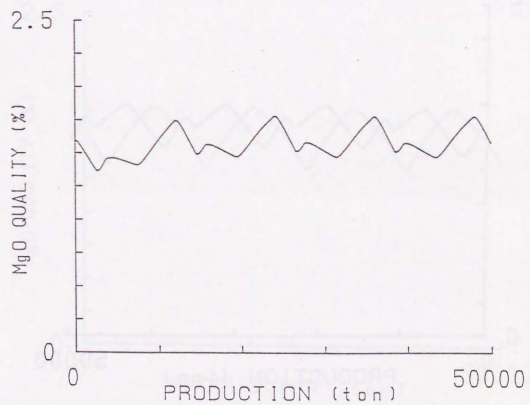
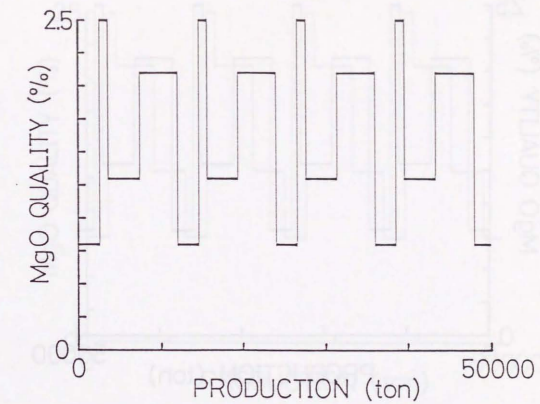


fig.5-8 Theoretically estimated quality variation.
Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,C,D and B.

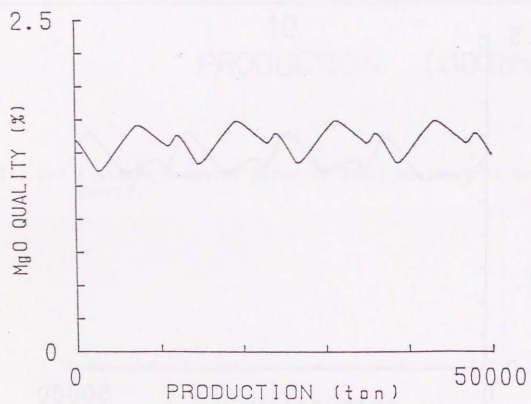
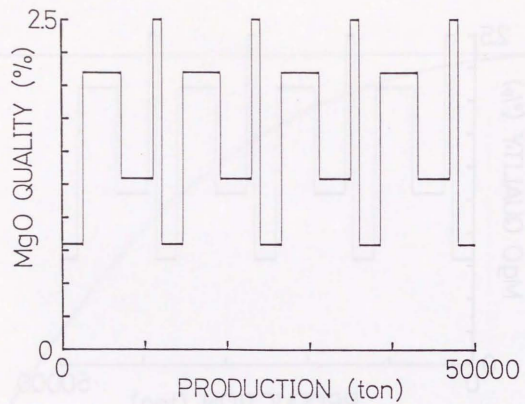


fig.5-9 Theoretically estimated quality variation.
Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,B,D
and C.

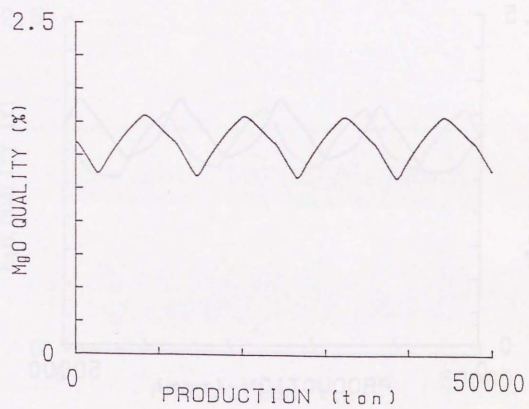
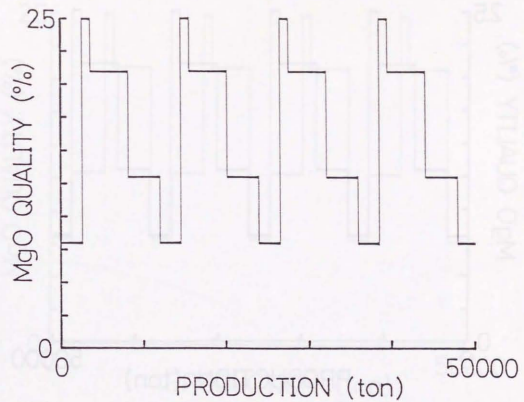


fig.5-10 Theoretically estimated quality variation.
Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,C,B
and D.

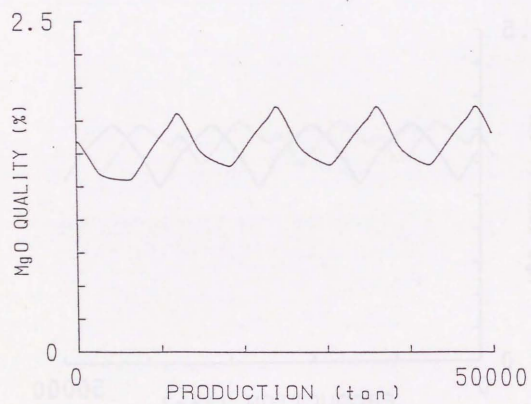
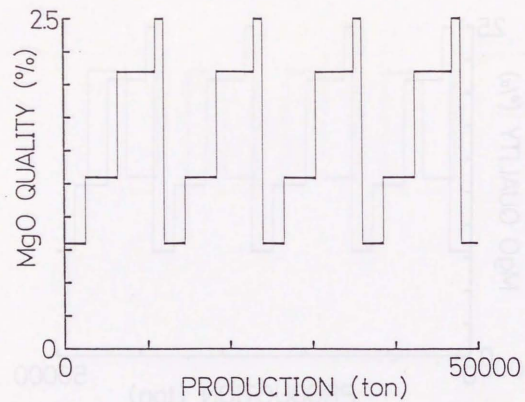


fig.5-11 Theoretically estimated quality variation.
Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,D,B
and C.

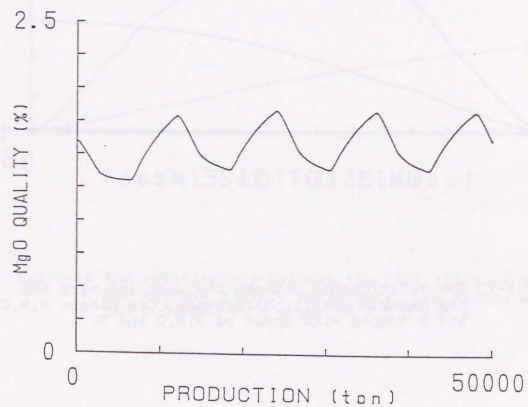
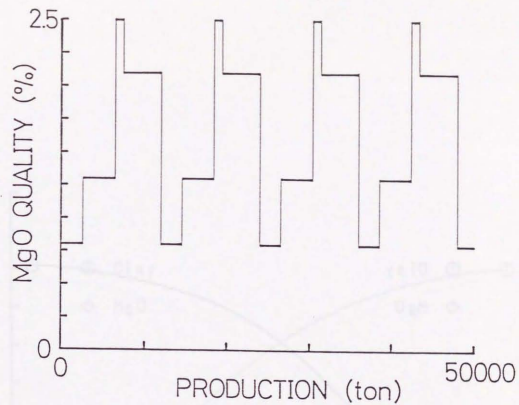


fig.5-12 Theoretically estimated quality variation.
Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,D,C
and B.

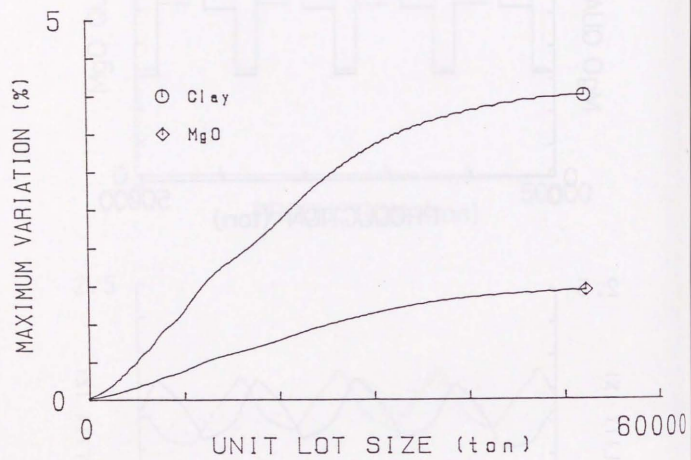


fig.5-13 The relationship between the unit lot size and the maximum quality difference. Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,B,C and D.



fig.5-14 The relationship between the unit lot size and the maximum quality difference. Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,C,D and B.

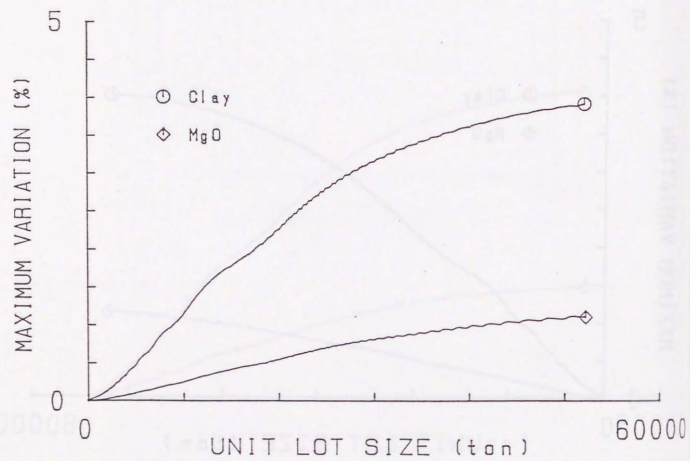


fig.5-15 The relationship between the unit lot size and the maximum quality difference. Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,B,C and D.

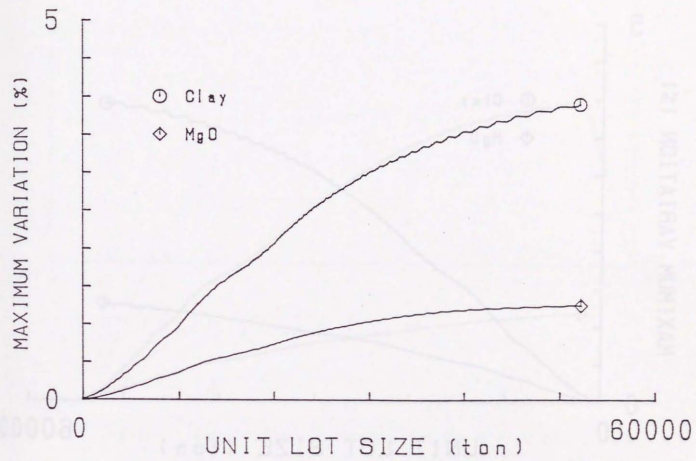


fig.5-16 The relationship between the unit lot size and the maximum quality difference. Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,C,B and D.

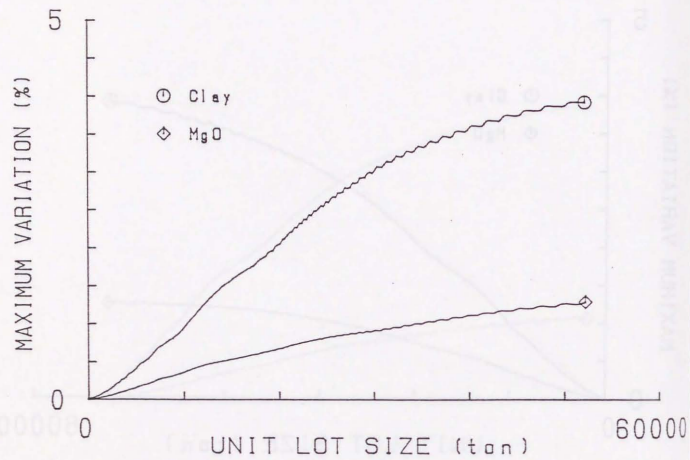


fig.5-17 The relationship between the unit lot size and the maximum quality difference. Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,D,B and C.

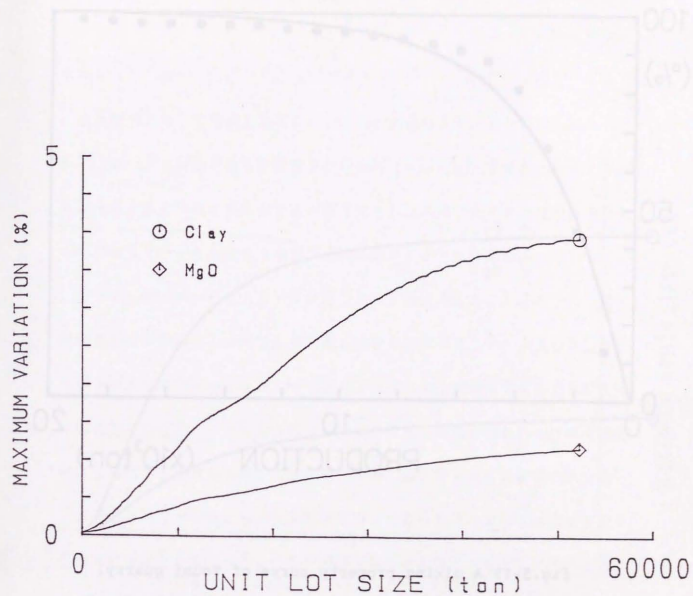


fig.5-18 The relationship between the unit lot size and the maximum quality difference. Ore blocks A,B,C and D dumped with order of A,D,C and B.

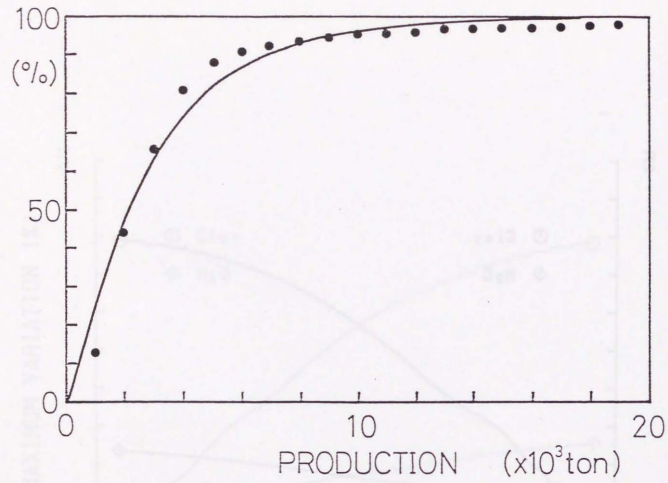


fig.5-19 A mixing property curve of Toumi quarry.

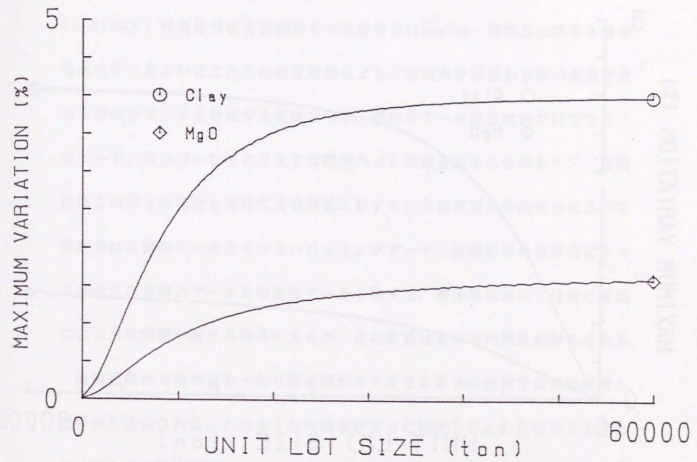


fig.5-20 Same as fig.5-13 for Toumi type mixing property.
Dumped with order of A,B,C and D.

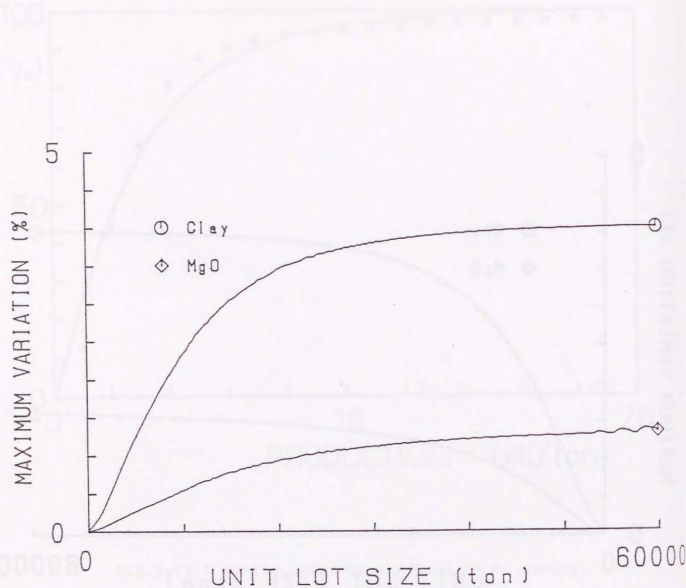


fig.5-21 Same as fig.5-14 for Toumi type mixing property.
Dumped with order of A,C,D and B.

第6章 立坑閉塞

6-1 序論

立坑閉塞とは、立坑投入鉱石中に含まれる大塊相互のかみ合い (inter-locking)、付着性のある微細粒子の粘着力 (cohesion、凝集力と称する場合もある)、あるいはこれらの相互作用により、立坑内で鉱石が上部の荷重を支える静的なアーチを形成する現象である。静的なアーチは立坑内だけでなく、シュート、ホッパーなどの立坑下部構造内でも形成されることがあり、一般的にはこのような場合も含めて立坑閉塞と称する。大塊相互のかみ合いによって形成される静的アーチをインターロッキングアーチ、微細粒子の粘着力によって形成される静的アーチを粘着性アーチと称する。寒冷地においては希に凍結による立坑閉塞が起きる場合もあるが、この問題は本研究の対象範囲外である。

流動経路の方向が変わったり断面積が小さくなる部分の近傍では流動が滞る死領域が形成される。このような死領域が徐々に拡大し fig.6-1 に示すようなパイプを形成する現象を、ラットホールリングあるいはパイピングという。ラットホールは厳密にはアーチとはいえないが、見かけ上流動経路の断面積が小さくなったのと同じ効果があるため、インターロッキングアーチや粘着性アーチが発生し易くなり容易に fig.6-2 に示すようなドームを形成するに至るので、閉塞現象の一形態と考えられている。

各鉱山の現場においては立坑閉塞を防止するため、立坑に投入する鉱石に閃