

鉈石立坑内における鉈石の挙動に関する研究

1990年10月

茂木 源人



9

鉦石立坑内における鉦石の挙動に関する研究

1990年10月

茂木 源人

Synopsis

Ore pass system, one of the most efficient haulage method in recent gigantic mines, has long been considered as some kind of a "black box". In this thesis, the behaviour of ore in a producing ore pass system is clarified, and problems concerning mixing and clogging are thoroughly considered.

This thesis consists of eight chapters.

Chapter 1 is an introduction to this study, in which the concept of the ore pass system is summarized and problems relating with this study are described. Also several types of existing systems are introduced. In chapter 2, a behaviour model of the ore inside the ore pass system, which describes the several phenomena observed according to the descending action of ore in a producing ore pass system, is proposed based on the observation in the crosscut connected directly to the ore pass. In chapters 3 to 5, problems concerning mixing and blending in the ore pass systems are considered. In chapter 3, basic knowledge about mixing in the ore pass system, obtained by the experiment using glass beads and a scale model of a particular ore pass system, is described. In chapter 4, method to obtain the mixing property in an existing ore pass system is proposed. According to this method, mixing properties of several types of ore pass systems are obtained and compared. In chapter 5, a way to obtain the "live volume" of an ore pass system, using mixing property and bulk density, is shown and the mechanism of the ore pass dilation, which is the cause of the volume increase, is considered in the relation to the concrete application of the mixing property to the quality control. Also an equation that expresses the relationship between the step-functional input quality variation and the output quality variation is deduced, and a case of Garou quarry is considered using this equation.

In chapters 6 and 7, problems about arching in the ore pass and the method of its prevention is considered. In chapter 6, several patterns of arching action are introduced, and out of them the basic mechanism of the cohesive arch formation is discussed in detail from the soil mechanical point of view. Also a shear cell is developed, which is suited to obtain the cohesion and the angle of internal friction of fines including pebbles up to 20mm. Furthermore, the pressure distribution in ore pass under active state of stress, that determines the state of consolidation, is calculated using FEM combined with joint element and compared with the Janssen's equation. In chapter 7, the newly developed real time ore behaviour monitoring system used in Toumi quarry for over a year to prevent clogging is discussed in detail.

Chapter 8 is the summary of this study that includes the main results from chapters 2 to 7 and several guidelines based on this study for planning and operating the ore pass systems.

The main results of chapters 2 to 7 are as followings. Chapter 2: The descending behaviour of ore in ore pass, whose production is regulated by an apron feeder, varies according to the level inside the ore pass, from a continuous flow to discontinuous one repeating standstill and gravity flow. According to the observation of such descending behaviour, it became clear that the gravity flow does not take place simultaneously inside the ore pass, but a restricted region of gravity flow transmits from lower level to upper level by a velocity of ca. 80m/s. The frequency of the occurrence of a gravity flow is lower in the upper part of the ore pass compared to its lower part. A conceptual behaviour model to describe these phenomena is proposed. In this model, a variation of the local bulk density according to the secondary motion during gravity flow or local micro arch generation is taken into consideration. The pressure variation in the crosscut, which is called "breathing", follows the bulk density variation in front of the crosscut during the gravity flow. The fading of the gravity flow region during transmission is explained by assuming the existence of a specific region in which the bulk density certainly decreases after gravity flow.

Chapter 3: Although the discontinuous flow repeating standstill and gravity flow could not be reproduced by the experiment using glass beads and a scale model of a particular ore pass system, several knowledge concerning about mixing caused by the funnel flow has been obtained.

The beads in periphery of the ore pass behave particularly because of its uniformity in size. Excluding these beads in periphery, mixing occurred mainly in the funnel flow region. The mixing property curve that will be deduced from an assumed velocity field can well be fitted to the experimental result even by a single parameter. In this velocity field, the apparent descending velocity increases linearly from the footwall side to the hanging wall side and the velocity at the footwall side decreases linearly according to the approach to the outlet. The height of the funnel flow region increases according to the increase of the ratio of the beads diameter to the ore pass diameter. It can be assumed that the degree of the interlocking action increases according to the ratio of the beads diameter to the ore pass diameter. Therefore, it can be presumed that mixing will be promoted by the increase of the degree of the interlocking action.

It is estimated that a particular velocity distribution, in which the apparent descending velocity increases linearly from the footwall side to the hanging wall side, will be generated in the inclined ore pass part according to the discontinuous gravity flow. The descending behaviour of the glass beads at the experiment was a restricted continuous flow and mixing according to the proper velocity distribution presumed in a real inclined ore pass part could not be reproduced.

Chapter 4: Measuring the delta response of the layer of coloured boulders covering the horizontal cross section at the upper end of the ore pass filled with muck, is proved as a most efficient method to obtain the mixing property

of the real ore pass system. Using this method, mixing properties of the ore pass systems in Toumi, Kawara, Koussu, Bukou and Garou quarry and that of the hopper in Kazato quarry has been obtained.

The ore pass systems in Toumi and Garou quarry have the same chute and hopper layout, same estimated ore pass diameter and the same particle size distribution of the muck inside. The system of Toumi has a long vertical ore pass, and that of Garou a short but inclined one. Comparing the mixing properties of these systems, it is realized that mixing is much more promoted in the Garou system, even though the ore pass part is much shorter. This fact is considered to be the proof for the existence of a particular mixing in the inclined ore pass part.

The velocity field in an inclined ore pass system is the combination of two velocity fields. The one in the inclined ore pass part is generated by the discontinuous descending behaviour of the muck and the inclination of the ore pass. The other one in the lower part of the system is generated by the funnel flow in the vicinity of chute and hopper. In the case of Garou quarry, the mixing property of the inclined ore pass part is expressed by the difference of the total mixing property and the mixing property caused by the lower velocity field, along the production axis.

The mixing property of the inclined ore pass part of Garou system is considered to be the same as the difference between the mixing property of Toumi system and that of Garou system along the production axis. A mixing property curve deduced from the linear velocity distribution could well be fitted to this calculated mixing property also even by a single parameter and the most suitable velocity distribution in the inclined ore pass part could be estimated thereby.

The mixing property calculated from the velocity field assumed in chapter 3 could also be well fitted to the mixing property of Toumi system. Therefore it is considered that the velocity field in the lower part of the real ore pass system can also be expressed by such one proposed in chapter 3. So the equations that express the velocity fields in the inclined ore pass part and in the lower part of the system are defined respectively. Therefore it became possible to estimate the variation of the mixing property according to the length decrease of the ore pass by further quarrying.

Chapter 5: It is necessary to determine the bulk density of muck to estimate the live volume of the ore pass system using mixing property. The bulk density of the limestone whose apparent density is about 2.7ton/m<sup>3</sup> has been considered to be about 1.6ton/m<sup>3</sup>. But this value is that of the relatively regular sized product. Based on the relation between the particle size distribution and the void ratio of glass beads, the lower limits of the bulk density of the limestone in the ore pass system of Toumi and Garou have been determined as 1.78ton/m<sup>3</sup> and 1.82ton/m<sup>3</sup> respectively. Considering the estimated upper limit of the bulk density based on the volume measurement using a bucket loader and also the effect of the secondary consolidation

according to the discontinuous gravity flow in the ore pass, the estimated value of the bulk density of the limestone in an ore pass system lies between 1.9 and 2.0ton/m<sup>3</sup>.

The values of the live volume of Toumi system, which have been estimated from the mixing properties measured within an interval of a year, are compared with the relationship between the ore pass radius and the accumulated production based on the proposed ore pass dilation theory. This theory is not yet proved. It has to be certified by the future results of the ore pass radius estimation.

Equation that gives the quality variation of the product from the step-functional input quality variation and the mixing property has been deduced and a case of Garou quarry is considered using this equation. Through this case study it is certified that the maximum quality variation of the product, which is very important to the quality control in a mine, depends on the dumping order of the ore block in a unit lot, the scale of the unit lot and the mixing property of the ore pass system.

Chapter 6: Interlocking of boulders and cohesion of fines are the two major causes for ore pass clogging. Criteria to prevent clogging exist according to each clogging mechanism. Experimental results show that the ratio of the ore pass diameter to the largest particle dimension between 3 and 6 are generally sufficient to prevent the interlocking arch formation. Assuming that the yield criterion of the muck, which depends on the physical property and the state of consolidation, is expressed by cohesion (C) and angle of internal friction ( $\phi$ ), the minimum ore pass diameter to prevent the cohesive arch formation can be deduced from the mechanical equilibrium of the self weight of the assumed arch and the supporting force of the wall. Also the relationship between the critical height of the muck pipe and the physical properties of the muck can be deduced from the equation that expresses the vertical stress distribution inside the pipe.

There are various opinions about the upper limit of the particle size that affects the physical properties of the muck. In this study, a shear cell, which has 200mm diameter vessel and suited to obtain the cohesion and the angle of internal friction of fines including pebbles up to 20mm, has been developed.

The physical properties of the muck concerning the cohesive arch formation in the ore pass, where standstill and gravity flow repeats during production, can be estimated by the stress distribution at the active state of stress and the results of the shear test. The Janssen's equation which describes the vertical stress distribution at the active state of stress is based on following assumptions; the direction of the principal stress is vertical, the stress distribution in any horizontal cross section is uniform, the ratio of the supporting force to the vertical stress is constant at any level. The deviation of the direction of the principal stress in the vicinity of the ore pass wall has been recognized by FEM analysis combined with the joint element. Nevertheless,

it has been certified that the influence of this deviation to the vertical stress distribution was negligible and that the Janssen's equation has practically sufficient accuracy. In the passive state of stress, the calculated stress level in the vicinity of the ore pass wall is much higher compared to that of the center. Therefore it can be assumed that the failure of the cohesive arch initiates at the ore pass wall.

Chapter 7: The possibility is shown to evaluate the state of flow quantitatively using the monitoring data of the transmission velocity of a gravity flow region and the angle of repose in the hopper. The monitoring data of the transmission velocity of the gravity flow region and the angle of repose of the same muck for a year and a half show each other a negative correlation. They both represent the state of flow in the ore pass that depends on the ratio of fines and also on water content in the muck. Through careful investigation of the data around the day of the ore pass clogging, that occurred three times during this monitoring period, the possibility is shown that the clogging can be prevented by adequate feedback of the monitoring data to the input control of the fines, except in the case of sudden clogging caused by human error or interlocking arch formation.

Das Verhalten der Schüttgüter in riesigen  
Erzrollensystemen

Kurzfassung

Das Erzrollensystem, eine der wirksamsten Förderungsmethoden in heutigen Riesenbergbau, wurde lange als ein "Black box" behandelt. In dieser Dissertation wird das Verhalten der Schüttgüter in einem produzierenden Erzrollensystem aufgeklärt und die Probleme über die Vermischung und Brückenbildung gründlich betrachtet.

Diese Dissertation besteht aus acht Kapiteln.

Das Kapitel 1 ist die Einleitung in der der Begriff vom Erzrollensystem zusammengefaßt und die Probleme die sich mit dieser Forschung bezieht dargestellt wird. Verschiedene Typen von praktischen Systeme wird auch hier vorgestellt. Im Kapitel 2 wird durch die Beobachtung im Stillen, der sich mit der Erzrolle unmittelbar verbindet ist, ein Verhaltensmodell der Schüttgüter in einem Erzrollensystem dargestellt, womit man die Phänomene, die sich bei einer Abstiegsbewegung der Schüttgüter in einem produzierenden Erzrollensystem beobachtet werden, erklären kann. In den Kapiteln von 3 bis 5 werden die Probleme über die Vermischung in den Erzrollensystemen betrachtet. Im Kapitel 3 sind die wesentlichen Kenntnisse über die Mischung im Erzrollensystem dargestellt, die durch den Laborversuchen mit Glaskügelchen und ein Modell des gewissen Erzrollensystems ausgeklärt worden sind. Im Kapitel 4 wird das Verfahren für die Ermittlung der Eigenschaft der Mischung im praktischen Erzrollensystem dargestellt. Die Mischungseigenschaften der mehreren Erzrollensysteme wurde damit ermittelt und miteinander verglichen. Im Kapitel 5 wird das Verfahren für die Ermittlung des aktiven Rauminhalts dargestellt und der Mechanismus der Erzrollenausdehnung betrachtet. Auch wurde die Beziehung zwischen die stufenfunktionsartige Veränderung der Inputqualität und die Veränderung der Erzeugnisqualität in einer Formel ausgedrückt, und damit ein Fall vom Carou Kalksteinbruchbau betrachtet.

In den Kapiteln 6 und 7 werden die Probleme über die Brückenbildung in einer Erzrolle und das Verfahren für die Verhütung der Brückenbildung betrachtet. Im Kapitel 6 werden mehrere Typen der Brückenbildung vorgestellt und der Mechanismus der kohäsiver Brückenbildung aus bodenmechanischen Gesichtspunkt ausführlich erörtert. Um den Kohäsionsfaktor und den Reibungswinkel von einem pulverigen Material mit Geröllern ab zu 20 mm zu bestimmen, wurde auch ein spezieller Abscherungsapparat hergestellt. Die Spannungsverteilung unter dem aktiven Spannungszustand, die den Konsolidierungszustand bestimmt, wurde durch FEM mit Kluftelemente gerechnet und mit der Janssen's Formel verglichen. Im Kapitel 7 wird das neuentwickelte Erzverhaltenüberwachungssystem, das in Toumi Kalksteinbruchbau schon über einem Jahr im Betrieb ist um die Brückenbildung zu verhüten, ausführlich erörtert.

Das Kapitel 8 ist die Zusammenfassung von dieser For-

schung, in der die Ergebnisse der Kapitel 2 bis 7 und mehrere Anleitungen für Planung und Anwendung, die sich auf diese Forschung gründen, dargestellt sind.

Die hauptsächliche Ergebnisse der Kapitel 2 bis 7 sind wie folgt.

Kapitel 2: Das Abstiegverhalten des Erzes in der Erzrolle, daß durch den Plattenspeiser kontrolliert wird, verändert sich gemäß der Höhe in der Erzrolle vom durchhaltenden zum unstetigen Fluß in dem sich der Stillstand und Selbstfluß wiederholen. Nach der Beobachtung dieses Abstiegverhaltens wurde es klar, daß der Selbstfluß nicht gleichzeitig überall in der Erzrolle stattfindet sondern daß eine beschränkte Sphäre, worin der Selbstfluß sich ereignet, durch die Erzrolle mit einer Geschwindigkeit von ca. 80 m/s aufgeht. Die Häufigkeit des Ereignisses vermindert sich gemäß der Höhe in der Erzrolle. Ein begriffsmäßiges Verhaltensmodell um diese Phänomene zu erklären wurde vorgeschlagen. In diesen Modell wurde die Veränderung der örtlichen Schüttdichte durch eine sekundäre Bewegung während des Selbstflusses oder durch eine örtliche mikroskopische Brückenbildung in Erwägung gezogen. Die atmosphärische Druckveränderung im Durchhieb, daß sie eine "Atmung" genannt wird, folgt die Veränderung der Schüttdichte in der Erzrolle vor dem Durchhieb bei einem Selbstfluß. Das Erlöschen der Sphäre des Selbstflusses wird durch eine Annahme einer Sphäre, worin die Schüttdichte nach dem Selbstfluß immer vermindert, erklärt.

Kapitel 3: Obwohl einen unstetigen Fluß, in dem sich der Stillstand und Selbstfluß wiederholen, durch den Laborversuchen mit Glaskügelchen und ein Modell des gewissen Erzrollensystems nicht wieder erscheinen lassen konnte, wurden mehrere Kenntnisse über die Mischung durch Trichterfluß gelernt.

Die Kugeln am Rand der Erzrolle verhalten sich eigenartig wegen ihrer Einheitlichkeit in der Größe. Mit Ausschluß solchen Kugeln am Rand, ereignet sich die Mischung hauptsächlich innerhalb der Spähre des Trichterflusses. Die Eigenschaftskurve der Mischung, daß aus einem angenommenen Geschwindigkeitfeld hergeleitet wird, kann dem Ergebnis der Laborversuchen jedoch nur mit einziger Einflußgröße gut angepaßt werden. Die scheinbare Abstiegsgeschwindigkeit in diesen Geschwindigkeitfeld nimmt vom Liegendes nach die Firste gerade zu, und die am Liegendes nimmt sich gemäß der Nahrung des Abflusses gerade ab. Die Höhe der Spähre des Trichterflusses nimmt sich gemäß dem Verhältnis der Kugelgröße zu der Abmessung der Erzrolle zu. Man kann annehmen, daß der Grad der Verzahnung mit dem Verhältnis der Kugelgröße zu der Abmessung der Erzrolle zunimmt. Deshalb kann man sich anmaßen, daß die Mischung durch die Zunahme der Grad der Verzahnung befördert wird.

Es kann vorausgesetzt werden, daß in eine Schrägerzrolle durch einen unterbrochenen Selbstfluß ein gewisse Geschwindigkeitfeld entwickelt in dem die scheinbare Abstiegsgeschwindigkeit vom Liegendes nach die Firste gerade zunimmt. Das Abstiegverhalten der Glaskugeln bei den Laborversuchen war ein beschränkte stetige Fluß, so daß

die Mischung durch eine gewisse Geschwindigkeitverteilung die in eine praktische Schrägerzrolle vorausgesetzt werden kann, sich nicht wieder erscheinen lassen konnte.

Kapitel 4: Es wurde festgestellt, daß die Messung der Impulsreaktion von einer Schicht gefärbter Gerölle die zuerst in der horizontale Oberfläche gelegt wurde, einer der wirksamsten Verfahren ist, um die Eigenschaft der Mischung praktischer Erzrollensysteme zu ermitteln. Mit diesem Verfahren wurden die Eigenschaften der Mischung der Erzrollensysteme in den Steinbruchbauten in Toumi, Kawara, Kousyu, Bukou und Garou, und des Trichters im Kazato Steinbruchbau ermittelt.

Die Erzrollensysteme in Toumi und Garou haben ein gleicher Aufbau der Schütte und des Trichters, ein gleicher geschätzter Durchmesser der Erzrolle und eine gleiche Kornverteilungskurve des Haufwerks in der Erzrolle. Die Erzrolle im Toumi System ist lang und senkrecht, die im Garou System kurz und schräg. Durch die Vergleichung der beiden Eigenschaften der Mischung, wurde es festgestellt, daß im Garou System die Mischung mehr befördert wird als im Toumi System, obwohl seine Erzrolle viel kürzer ist. Diese Tatsache beweist sich, daß sich eine gewisse Mischung in der schrägen Erzrolle stattfindet.

Das Geschwindigkeitfeld in einem schrägen Erzrollensystem besteht aus zwei unabhängigen Geschwindigkeitfeldern. Einer von ihnen der sich in der schrägen Erzrolle stattfindet, wird durch unetstiges Abstiegsverhalten des Haufwerks und die Schrägstellung der Erzrolle erzeugt. Das andere, daß sich im unteren Teil des Systems stattfindet, wird durch den Trichterfluß in der Nähe der Schütte und des Trichters erzeugt. Im Fall des Garou Steinbruchbaus wird die Differenz zwischen die Eigenschaften der Mischung des ganzen Systems und deren, die durch den Geschwindigkeitfeld im unteren Teil des Systems erzeugt wird, entlang der Ertragachse, die Eigenschaft der Mischung in der schrägen Erzrolle.

Die Differenz zwischen die Eigenschaften der Mischung des ganzen Systems in Garou und dessen in Toumi entlang der Ertragachse kann als eine Eigenschaft in der schrägen Erzrolle des Garou Systems gehalten werden. Die Eigenschaftskurve der Mischung, daß aus einem angenommenen linearen Geschwindigkeitfeld hergeleitet wird, kann zu solcher Eigenschaft jedoch nur mit einziger Einflußgröße gut angepaßt werden, und auf diese Weise kann man eine sehr passende Geschwindigkeitverteilung in dieser schrägen Erzrolle vermuten. Die Eigenschaft der Mischung die von dem Geschwindigkeitfeld, der im Kapitel 3 angenommen worden ist, hergeleitet wird, kann zu deren vom Toumi System auch gut angepaßt werden. Deswegen kann solcher Geschwindigkeitfeld, der im Kapitel 3 angenommen worden ist, auch als einer für den unteren Teil des praktischen Erzrollensystems vermutet werden. So sind jetzt die Formeln, die die beiden Geschwindigkeitfelder ausdrücken, dargestellt. Dadurch wurde es möglich die Änderung der Eigenschaft der Mischung durch die Abnahme der Länge wegen des weiteren Abbaus zu vermuten.

Kapitel 5: Um den aktiven Rauminhalt durch die Eigen-

schaft der Mischung zu ermitteln, muß man unbedingt die Schüttdichte des Haufwerks wissen. Die Schüttdichte des Kalkstein, dessen scheinbare Nichte ungefähr  $2.7 \text{ t/m}^3$  ist, wurde bisher für ca.  $1.6 \text{ t/m}^3$  gehalten. Aber dieser Wert ist für ein Produkt mit regelmäßiger Korngröße. Von der Beziehung zwischen die Korngrößeverteilung und den Porenanteil der Glaskugeln wurden die unteren Grenzen der Schüttdichte des Kalksteins in den Erzrollen von Toumi und Garou als  $1.78 \text{ t/m}^3$  beziehungsweise  $1.82 \text{ t/m}^3$  bestimmt. Es läßt sich leicht vermuten, daß die Wert der Schüttdichte des Kalksteins in einem Erzrollensystem zwischen  $1.9$  und  $2.0 \text{ t/m}^3$  liegt, wenn man die durch eine Volummessung mit der Laderschaufel vermutete oberen Grenze und die Wirkung der sekundäre Konsolidierung durch den unterbrochenen Selbstfluß in einer Erzrolle in Erwägung zieht.

Die Werte der aktiven Rauminhalte des Toumi Systems, die durch die Eigenschaften der Mischung, die im Abstand von einem Jahr ermittelt wurden, vermutet worden sind, wurden mit der Beziehung zwischen Erzrollenhalbmesser und angesammelte Ausbeute des Kalksteins, die sich auf die vorgeschlagene Erzrollenausdehnungstheorie gründen, verglichen. Diese Theorie ist noch nicht geprüft, und muß in der Zukunft durch das Ergebnis der Vermutung des Erzrollenhalbmessers bezeugt werden.

Eine Formel, die die Beziehung zwischen die stufenfunktionsartige Veränderung der Inputqualität und die Veränderung der Erzeugnisqualität darstellt, wurde hergeleitet, und damit ein Fall vom Garou Kalksteinbruchbau betrachtet. Es wurde durch diese Simulation festgestellt, daß die maximale Änderung der Erzeugnisqualität, die für die Qualitätskontrolle im Bergbau eine sehr wichtige Rolle hat, von der Verkippungsreihenfolge des Erzblocks in bestimmter Gewichtseinheit, der Größe der Gewichtseinheit und der Eigenschaft der Mischung des Erzrollensystems abhängig ist.

Kapitel 6: Die Verzahnung der großen Blöcke und die Kohäsion des Feinkorns sind die zwei hauptsächlichen Anlässe für die Verstopfung der Erzrolle. Kriterien für die Verhütung der Verstopfung sind gemäß jedem Anlaß vorhanden. Die Ergebnisse mehrerer Experimente deutet, daß das Verhältnis des Durchmessers der Erzrolle zu der größten Korngröße von 3 bis 6 in allgemeinen genügend ist um die Brückenbildung durch Verzahnung zu verhüten. Vorausgesetzt, daß die Fließgrenze des Haufwerks, die von der physikalische Eigenschaft und dem Konsolidierungszustand abhängig ist, durch Kohäsion (C) und Reibungswinkel (Phi) dargestellt werden kann, wird der Mindestdurchmesser der Erzrolle, der für die Verhütung der kohäsiven Brückenbildung nötig ist, durch das mechanische Gleichgewicht des Eigengewicht und der Schutzkraft der Wand, hergeleitet. Auch die Beziehung zwischen die kritische Höhe des Erzschlotts und die physikalische Eigenschaft des Haufwerks kann aus der Formel, die die Verteilung der senkrechten Spannung im Erzschlott darstellt, hergeleitet werden.

Es gibt viele Ansichten über die obere Grenze der Korngröße, die die physikalische Eigenschaft des Haufwerks beeinflusst. In dieser Forschung wurde ein spezieller Abscherungsapparat mit einem Abscherungsgefäß, dessen

Durchmesser 200 mm ist, hergestellt, um den Kohäsionfactor und den Reibungswinkel von einem pulvrigen Material mit Geröllen ab zu 20 mm zu bestimmen.

Die physikalischen Eigenschaften des Haufwerks, die sich auf die kohäsive Brückenbildung in der Erzrolle in dem sich der Stillstand und Selbstfluß während des Betriebs wiederholen beziehen, können durch die Spannungsverteilung unter dem aktiven Spannungszustand und das Ergebnis des Scherversuchs vermutet werden. Die Janssen's Formel, die die Verteilung der senkrechten Spannung beschreibt, gründet sich auf folgende Voraussetzungen; die Richtung der Hauptspannung ist überall senkrecht, die Spannungsverteilung in einem beliebiger waagerechter Querschnitt ist gleichförmig, die Verhältnis der Schützkraft zu der senkrechten Spannung ist überall unveränderlich. Die Abweichung der Richtung der Hauptspannung in der Nähe der Wand wurde durch FEM mit Kluftelemente bestätigt. Es wurde bestimmt, daß der Einfluß dieser Abweichung zur senkrechten Spannungsverteilung dennoch sehr wenig ist und die Janssen's Formel praktisch mit genügender Genauigkeit anwendbar ist. Unter dem passiven Spannungszustand wird die gerechnete Spannungsstärke in der Nähe der Wand viel größer als in der Mitte. So kann es vermutet werden, daß der Bruch der kohäsiven Brücke an der Wand der Erzrolle beginnt.

Kapitel 7: Die Möglichkeit wurde gezeigt den Fließzustand in der Erzrolle, durch die Überwachungsdaten der Geschwindigkeit der Fortpflanzung der Selbstflußsphäre und des Schüttwinkels im Trichter, quantitativ zu vermuten. Die Überwachungsdaten der Geschwindigkeit und die des Schüttwinkels zeigen gegenseitig eine negative Korrelation. Die beiden Überwachungsdaten stellen den Fließzustand des Haufwerks in der Erzrolle dar, der vom Verhältnis des Feinkorns und auch des Wassergehaltes im Haufwerk beeinflusst wird. Durch eine aufmerksame Betrachtung der Überwachungsdaten vor und nach der Verstopfungen, die innerhalb der Frist der Überwachung dreimal vorkam, wurde eine Möglichkeit gezeigt, daß die Verstopfung durch zutreffende Rückkopplung der Überwachungsdaten zu der Regelung der Schlammverkipfung verhütet werden kann, ausgenommen im Fall der plötzlichen Verstopfung durch einen menschlichen Fehler oder eine Brückenbildung bei Verzahnung.

## 目次

	頁
第1章 緒論	1
1-1 鉱石立坑の概要	1
1-2 大規模な鉱石立坑システムの例	4
(a) 坑内採鉱法との組み合わせ	4
(b) 露天掘りとの組み合わせ	5
1-3 解決すべき問題点と従来の研究	9
参考文献	13
表及び図面	24
第2章 立坑内の鉱石の重力流動	31
2-1 序論	31
2-2 立坑内における鉱石の降下挙動の観測	33
(a) 現場の状況	33
(b) 測定機器	34
(c) 測定結果	35
2-3 重力流動のメカニズム	37
(a) 不連続挙動への遷移機構	37
(b) 息つき現象	39
(c) 降下挙動の伝播	42
2-4 結論	45
参考文献	47
表及び図面	48



第3章 立坑システム内における鉱石の混合	60	(b) 鉱石の体積	124
3-1 序論	60	(c) 等体積球相当径の計算式	129
3-2 混合特性曲線	65	(d) 測定結果と考察	129
(a) 定義	65	4-3 現場実験	133
(b) 混合特性曲線の求め方	66	(a) 実験方法	133
(c) 混合特性曲線の利用法	67	(b) 現場の状況	135
3-3 モデル実験	69	4-4 結果と考察	139
(a) 実験装置	69	(a) 各現場の実験結果と考察	139
(b) 実験方法と実験条件	69	(b) 粒度偏析の影響	149
(c) 実験結果と考察	72	(c) 斜坑システムの真の混合特性	150
3-4 モデルシステム内の降下速度場と混合特性	76	(d) 斜坑内の見かけ降下速度場	151
(a) 1次元線形降下速度分布からなる2種類の降下速度場	76	4-5 結論	157
(b) 混合特性の推定	78	参考文献	160
(c) モデル内の速度場	81	表及び図面	162
(d) インターロッキング作用と ファンネルフロー領域の大きさ	83	第5章 混合特性と品質管理	204
3-5 不連続挙動に起因する斜坑内における混合	84	5-1 序論	204
3-6 結論	86	5-2 立坑容量の推定	207
参考文献	88	(a) 投入鉱石のかさ密度	207
表及び図面	91	(b) 1次元線形降下速度分布の場合	210
第4章 石灰石鉱山における鉱石立坑の混合特性	121	(c) 軸対称降下速度分布の場合	211
4-1 序論	121	(d) 立坑径の拡大理論	217
4-2 立坑投入鉱石の粒度分布	123	5-3 出鉱品位変動の推定	223
(a) 鉱石の大きさ	123	(a) フィルターとしての立坑システム	223
		(b) 投入順序と出鉱品位変動の関係	224

(c) 管理単位ロットの大きさと最大品位変動の関係	229
(d) 混合特性と最大品位変動の関係	230
5-4 結 論	231
参考文献	233
表及び図面	234
第6章 立坑閉塞	255
6-1 序 論	255
6-2 立坑の閉塞条件	259
(a) インターロッキングアーチ	259
(b) 粘着性アーチ	263
(c) バイピング	266
6-3 立坑投入鉱石の物性	271
(a) 粘着力と内部摩擦角	271
(b) 安息角	272
(c) 一面剪断試験	273
(d) 実験装置	275
(e) 実験結果	276
6-4 立坑内の応力分布	278
(a) 坑底圧の算出	278
(b) ジョイント要素を用いたFEM解析	282
6-5 結 論	294
参考文献	296
表及び図面	300

第7章 立坑内における鉱石挙動のモニタリングと立坑閉塞の予防	323
7-1 序 論	323
7-2 モニタリングシステム	326
(a) 降下挙動のモニタリング	326
(b) 安息角のモニタリング	329
(c) システム制御プログラム	331
7-3 計測結果と立坑閉塞	334
(a) 総 論	334
(b) 1989年10月4日の閉塞	340
(c) 1990年5月27日の閉塞	342
(d) 1990年6月14日の閉塞	343
7-4 結 論	345
参考文献	347
表及び図面	348
第8章 総 括	370
謝 辞	387
付 記	389
A-1 斜坑における真の混合特性に関する一考察	389
A-2 バッキング(充填)の基礎理論	391
A-3 線形及び非線形最小二乗法	396
表及び図面	404

## 第1章 緒論

## 1-1 鉾石立坑の概要

生産性の追求にともなう大規模化が進行した現代の鉾山において、鉾石、餅、表土などの運搬の重要性は増大する一方である。fig.1-1 はわが国の石灰石鉾山の生産量と鉾山数の変遷であるが、戦後急激に鉾山の集約化及び個々の鉾山の規模の拡大が行われたことがわかる<sup>1)</sup>。金属、非金属を問わず大規模な鉾山の経済性は、いかに合理的な運搬手段が得られるかに依存しているといっても過言ではない。

鉾石立坑は高低差のある2地点間を結び、重力を最大限に利用し鉾石その他の物質を運搬するために岩盤中に掘削された、垂直あるいは傾斜した輸送経路である。その形状や規模は様々であるが、いずれの場合も運搬のためのエネルギーとして物質の位置エネルギーを効率よく利用するため、鉾床の賦存形態によっては他の運搬手段に比べ格段に経済性がある。特にわが国の主要な石灰石鉾床のように、急峻な山岳地帯に賦存する大規模な鉾床においては、fig.1-2 に示すような、鉾石立坑とベンチカットを組み合わせた独特の採鉾法が、大規模開発が容易な最も安全で生産性の高い採鉾法として広く普及している。また、運搬は一般的に集約化された方が効率がいため、複数の出鉾切羽を持つ坑内掘りの鉾山でも種々の方法を用いてそれぞれの切羽から主要運搬坑道へ鉾石や餅を集積するが、この際の切羽と主要運搬坑道を結ぶ鉾石及び餅の輸送経路と

してしばしば鉋石立坑が利用される。鉋床の規模や出鉋量の関係から、一般に露天掘鉋山で用いられる鉋石立坑の方が坑内掘りの鉋山で用いられるものよりも規模が大きいが、坑内掘りで使用される鉋石立坑でも、ブロックケーシングやサブレベルケーシングにおいて各ブロックから出鉋される鉋石を集積するのに使用されるものの中にはかなり大規模なものがある。

鉋石立坑の断面形状には円形、矩形、正方形のものがあるが、掘削の際の経済性や構造的な強度の観点から円形が最も有利である。実際、一部の古い坑内掘りの鉋山に見られるものや、中間を仕切って人道などの用途に供される通路と組み合わせられたものを除き、現在稼働中の大規模鉋石立坑の設計断面はほとんど全て円形である。鉋石立坑の直径は投入する鉋石の粒度、物性、必要な貯鉋容量、周辺岩盤の状態、掘削コスト等を考慮して決定される。わが国の石灰石及び砕石鉋山で使用されているものの設計直径は概ね4~6mである。

鉋石立坑の軸が水平となす角度は、輸送する鉋石の性質によっても異なるが、一般に60°より大きく、長さは短いものから600m近くに達するものまで様々である。坑壁の崩落や摩耗を防ぐためコンクリートや鋼板によるライニングが施される場合もあるが、特に大規模なものはほとんどが素掘りである。しかし、立坑の下部に付帯するシュートやホッパー部、特にシュートの頸の部分にはライニングが施されるのが普通である。

立坑に鉋石を投入すると鉋石は放物軌跡を描き落下し、落下距離が十分に長い場合には坑壁に衝突する。かつては投入の際の鉋石の自砕効果が期待された

こともあったが、立坑閉塞に直結するような大規模な坑壁の剥離やライニングの破損が、このような投入鉋石の坑壁への衝突により引き起こされる場合が多いことから、現在では極力坑口まで鉋石を満たした状態（満鉋状態）で鉋石の投入が行われる満鉋管理が主流である。しかしそれでも、特に素掘りの立坑の場合には、鉋石との摩擦による摩耗や鉋石の重力流動にともなう小規模な剥離により、その径が使用とともにある程度拡大する。

鉋石立坑は山元における貯鉋槽としての役割も担っているが、中には使用にともなう径の拡大などにより有効容量が100,000t以上に達し、1週間分以上の鉋石が常時立坑内に貯鉋されている状態のものもある。この他にも鉋石立坑は、オーアンシュートやグンプトラックなどによる運搬に比べ粉塵の発生や騒音の面で優れている上、景観や自然環境の保全に寄与し、天候にも余り左右されない等、数々の特長を備えている<sup>2)</sup>。

## 1-2 大規模な鉱石立坑システムの例

## (a) 坑内採鉱法との組み合わせ

チリのアンデス山中にある大規模な銅鉱床は、第2次世界対戦以前から、fig. 1-3、fig. 1-4 に示すような、大規模な鉱石集積用立坑を使用するブロックケーシングによって採掘されてきた<sup>3)</sup>。現在でもEl SalvadorやEl Tenienteといった、それぞれ1983年の時点で23,000t/day、57,000t/dayの出鉱量があった同国の代表的な坑内掘りの銅鉱山において、原理的には同じシステムが採用されている。

El Salvador 鉱山の鉱石立坑の断面は1.5m×1.5m~2.0m×2.0mの正方形で傾斜は55°~60°とかなり緩やかである。長さは、上部にある断面が1.5m×1.5m、傾斜55°の部分が17mで、その下部につながる断面が2.0m×2.0m、傾斜が58°及び60°の部分が約152mである。立坑内部にはコンクリートライニングが施されている可能性が高い。破砕設備は付帯していないが、投入口に開口幅76cmのグリズリーバーが設置されている<sup>4)</sup>。

El Teniente 鉱山の個々のブロックではfig. 1-5 に示すような鉱石立坑システムが使用されている。フィンガーレイズ下部につながる、上部の長さが60m、下部の長さが120m、計180mの素掘りの鉱石立坑は円形で、直径は5mである。傾斜は55°~59°と、El Salvador 鉱山のものとほぼ同じである<sup>4)~6)</sup>。

オーストラリアのQueensland北西部にあるMount Isa 鉱山はMICAF (Mount Isa cut-and-fill) と呼ばれる上向き充填採鉱法で鉛、亜鉛の脈状鉱床を採掘

している。鉱石立坑は当初、鉱脈の採掘対象範囲の最下部の下盤側とさらに下部にある運搬坑道を結ぶ、下部にシュートをもなう直径1.8mの掘り上がりであるが、上向き充填採掘の進行とともに、掘り上がりの上に直径1.8mのリング枠を次々と設置することにより、充填物の中を下盤側に沿って延長される。リングは充填物の水分が染み込まないようにコンクリートで固められ、最終的には全長約100mに達する<sup>7)~8)</sup>。

## 銅、亜鉛の塊状鉱床をブロックケーシングで採掘するオーストラリアの

C.S.A. 鉱山では、銅鉱石と銅亜鉛鉱石のそれぞれ専用に、断面が約2.5m×2.5m、長さが約200m、傾斜62°~66°の鉱石立坑を使用している<sup>9)</sup>。同鉱山では硫化鉱による立坑閉塞が頻発するため、新たに傾斜70°の円形立坑の掘削を計画している。

また、同じくブロックケーシングを行っているカナダのCreighton 鉱山では、fig. 1-6 に示すような鉱石立坑システムを基本にしてトラックレス化がはかられている<sup>4)</sup>。

## (b) 露天掘りとの組み合わせ

鉱石立坑システムによる鉱石運搬を行う露天掘鉱山の例が文献に現れるのは1950年代に入ってからである。1960年代にはカナダのLabrador地方における大規模鉄鉱床の露天掘りによる開発プロジェクト (Carol Project) で、複数の大規模鉱石立坑を用いた鉱石運搬システムの導入が検討され、Pfleiderらによ

って鉱石立坑システムの露天掘鉱山への応用について初めて総合的な検討がなされた<sup>10)</sup>。露天掘鉱山における鉱石立坑システムの形態は、鉱床の規模、形、位置、母岩及び鉱石の物性、既存の設備との関連性などにより、fig.1-7 に示すように様々である<sup>11)~12)</sup>。

わが国の主要石灰石鉱山においては1960年代に、それまで主流だったローリーホール法から、より生産性の高いベンチカット法へ採鉱法の転換がはかられた。このような中で福岡県香春鉱山において、1961年から、わが国で初めて切羽と1次クラッシャーの間の鉱石運搬を全面的に鉱石立坑システムにより行うようになった<sup>13)~14)</sup>。その後、ベンチカット法へ転換された後も従来のローリーホールやオープンシュートで鉱石運搬経路として使用していた多くの鉱山で、徐々に鉱石立坑システムが採用されるようになり、現在主要鉱山のほとんどにおいてこの方式が採用されている。

アメリカ合衆国のArizona州にある銅鉱山Inspirationは1948年に坑内掘りから露天掘りに移行したが、その際ピットの脇に開口する、ブロックケービングで採鉱された比較的小さなブロックをそのまま鉱石立坑として使用した。このブロックの断面は約18m×30mで、長さは73.5mである。破碎設備はなく、投入口に30cm×30cmのグリズリーが設置されている。立坑の下部は軌道による主要運搬坑道につながっており、エアシリンダーにより駆動されるゲートを持つ6つのシュートにより採鉱されるシステムである<sup>15)~16)</sup>。

カナダの鉛亜鉛鉱山であるSullivan鉱山では、断面が3m×3m、長さが約200m、

傾斜が65°の素掘りの鉱石立坑を使用している。これは坑底近くで屈曲してシュートにつながっている。破碎設備はなく、ゲートにより流出を制御されるシュートから直接鉱車に積み込まれる<sup>17)~18)</sup>。

スウェーデンの代表的な鉄鉱山であるKiruna鉱山は、現在は世界最大の坑内掘鉱山として有名であるが、1950年代には鉱石立坑システムを有する露天掘りが行われていた。この鉱石立坑は素掘りの垂直立坑で断面が4m×4m、長さが40mである。また、破碎設備としてはジョークラッシャーがピット内の立坑投入口に設置され、下部のシュートを通して鉱車に積み込まれる<sup>19)</sup>。

北ローデシアの銅鉱山、Nchanga鉱山では露天掘りと坑内掘りが平行して行われ、2カ所の露天掘りのピットではそれぞれ直径約2.5mの、コンクリートライニングを施された垂直鉱石立坑が使用されたが、長さは定かでない<sup>20)</sup>。

メキシコのSonoraにある銅鉱山、Cananea鉱山の鉱石立坑は素掘りの垂直立坑で、断面が6.1m×6.1m、長さが183mである。この立坑は1.5m×1.5m×1.5mまでの大塊の投入を前提としており、立坑下部にクラッシャーを有し、ベルトコンベアで出鉱される<sup>21)</sup>。

1971年にはアメリカ合衆国Idaho州のコンクリート重力ダム建設用の採石山で、土木の分野では初めて、坑底に破碎設備を持つ本格的な鉱石立坑システムが使用された。この素掘りの垂直立坑は直径6.1m、長さ137mで、1.2mまでの大塊の投入を前提として設計されている<sup>22)</sup>。

また、中国では金属、非金属を問わず相当数の露天掘鉱山で鉱石立坑を有す

る鉱石運搬システムが利用されており、1980年のLiraの報告にはそれらのうちのいくつかについての詳細、及び主要なものの一覧表が掲載されている<sup>23)</sup>。報告によると、現在中国で稼働中のものを全て合わせると30以上あるとされている。個別の鉱山の鉱石立坑システムについての詳細な報告はあまりないが、世界有数の銅鉱山であるDexing鉱山のものが公表されている<sup>24)</sup>。

### 1-3 解決すべき問題点と従来の研究

現在わが国の工業各分野における製品のコストパフォーマンスは世界の最先端に位置している。これは個々の業界や個人の努力の賜であることはいうまでもないが、その結果として産業界全体、あるいは社会全体の水準が高揚したことにより初めて達成されたものである。つまり、個々の業界や個人が、製品の供給者としてはその品質及びコストの管理に最大限の努力を払いつつ、一方で原料や製品のユーザーとしては、そのコストパフォーマンスに対する要求を年々高めてきたことを意味している。このような物質連鎖の最も上流に位置する鉱山においても年々生産性を高め時代の要請に対応してきた。

わが国の鉱山においては、その鉱床条件などから、機械の大型化、自動化による鉱山単独の生産性の追求は極限状態に近づきつつあり、今後は下流部門も含めた総合的な効率化を考える必要に迫られている。石灰石鉱山を例にとると、現在は出鉱品位の変動や立坑閉塞などの事故による出鉱停止の影響を吸収するために、セメント工場内にかなり大規模なストックヤードを設置する必要があるが、山元における出鉱品位の変動が安定し、立坑閉塞がなくなればこのような設備の規模はかなり小さくてよくなるはずである。

従来から鉱石立坑システム、特に斜坑を有するシステム内において鉱石が混合されることが経験的に知られていたが、出鉱品位の変動を制御するためにはその混合のメカニズムや正確な混合特性の把握が必要不可欠である。混合のメカニズムを解明するためには、まず鉱石立坑システム内の鉱石の挙動を把握す

る必要がある。シュート、ホッパーなどの下部設備の部分を対象とした、粉粒体の重力流動の際の挙動に関しては過去に多くの研究があり<sup>25)~47)</sup>、Reisnerらによるハンドブック<sup>48)</sup>においてもよく総括されている。しかし、立坑あるいは斜坑内の挙動、特にエアロンフィーダーなどによって出鉱を制御されるような場合の降下挙動については、観測手段が非常に限られていることもあり過去にほとんど研究されておらず未知の部分が多い。

本研究では実際の鉱山の鉱石立坑システムにおける出鉱中の鉱石の降下挙動の観測に基づき、エアロンフィーダーにより制御された鉱石の降下挙動をモデル化し、立坑に貫通する目貫における息つき現象、坑底からの高さにとまとう挙動回数の減少のメカニズムを説明した。また、鉱石立坑システム内における鉱石の混合に関する基礎的な知見を得るため、スケールモデルと種々の粒径のガラスビーズを用いた実験室実験を行い、ファンネルフロー領域内の速度場を表す近似式及び混合特性の相対粒度依存性を求めた。さらに、実際の鉱石立坑システムにおいて混合特性を求める手法を提案し、異なるタイプの鉱石立坑システムを有する複数の鉱山において、それぞれの鉱石立坑システムの混合特性を求めた。これらの結果を比較検討し、特に斜坑部において鉱石立坑システム特有の混合が起きていることを指摘し、そのメカニズムに基づき斜坑部の混合特性を求める式を提案した。出鉱品位の変動を制御するための混合特性の具体的な応用に関連しては、まず、起鈴鉱石の粒度分布から推定される立坑内の鉱石のかさ比重と、混合特性から鉱石立坑システムの有効容量を求める手法を示

し、有効容量の増大の原因である立坑径の拡大機構について考察を行った。そして、任意の混合特性を有する立坑システムに品位の異なる鉱石をステップ関数状に投入した場合の出鉱品位の変動を計算する式を導いた。

一方、立坑閉塞には大きく分けて、大塊のかみ合い（インターロッキング）によるものと鉱石中の微粒分の粘着力に起因するものがあるが、いずれも一旦発生するとその解除作業にはかなりの時間を要し、また、危険がともなうため、この発生をいかに防ぐかということは、鉱石立坑の運用上最も大きな問題である。インターロッキングアーチについては主に実験的な研究<sup>49)~53)</sup>が、また粘着性アーチについては主に応力分布と関連した研究<sup>54)~56)</sup>が多くみられるが、いずれもシュート及びホッパー内の現象を扱ったものがほとんどである。

粘着力に起因する閉塞においては粉粒体の降伏基準が問題となり、これを求めるため粉粒体の引張強度試験を含む種々の試験法が提案されている<sup>57)~62)</sup>。また、この降伏基準は粉粒体の受けた圧密の履歴に依存するため、静止と重力流動を繰り返す鉱石立坑内の鉱石の場合、静止時の鉱石立坑内の応力分布が問題となる。粉粒体で満たされたビンやサイロ内の応力分布に関する研究は当初、底部にかかる圧力の算出が主目的であったが、巨大サイロの出現にとまぬ壁面にかかる圧力、特に静止時の主動応力状態から重力流動時の受働応力状態に移る際に発生する過剰応力について、設計上の必要性から活発に研究が行われるようになった<sup>63)~68)</sup>。

本研究では立坑閉塞を、その主要な発生機構毎に分けて検討している。特に



粉粒体の粘着力に起因する閉塞については土質力学的な観点から粘着性アーチ及び立坑底から立ち上がる鉱石パイアの形成条件について検討し、これらの条件に含まれる立坑投入鉱石の物性を求めるため、ある程度の隙を含む粉粒体の物性が測定可能な一面剪断試験機を新たに開発した。さらに、立坑内における鉱石の圧密履歴を左右する主動応力状態の応力分布を表す Janssen の式、及びアーチの初期破壊点の位置を示す受働応力状態に遷移した瞬間の応力状態を、ジョイント要素を組み込んだ FEM 解析により検証した。

具体的な鉱石立坑の設計基準を示した文献はそもそも非常に限られているが、主に閉塞を防止するという観点から具体的な立坑の設計基準をまとめたものとして、Hambley らの論文及びマニュアルがある<sup>6)7)</sup>。しかし、現実の鉱石立坑においては投入鉱石の粒度や物性は一定ではなく、立坑内における鉱石の流動状態は刻一刻と変化している。これは見方を変えると、鉱石立坑の設計の余裕度が刻一刻と変化しているということである。このため、本研究では鉱石立坑内の鉱石の降下挙動及びホッパー部における安息角のリアルタイムモニタリングシステムを開発し、採業中の鉱山において過去 1 年以上にわたって観測を続けてきた。この結果、このモニタリングシステムが立坑内における鉱石の流動状態を表す指標を提供することが可能であることがわかり、現在、観測データを当該鉱山における泥分の投入管理にフィードバックして閉塞防止の一助としている。

#### 参考文献

- 1) Yamaguchi U., Tashiro J., Mogi G., The Postwar Technography of Japanese Limestone Quarries, Proceedings of the 14th World Mining Congress, Beijing, pp. 63-68, (1990)
- 2) Oguri H., Kaburaki H., Moriyama K., Environmental Management for Limestone Quarries in Japan, Presented at the Mine Drainage and Surface Mine Reclamation Conference, Pittsburgh, Bureau of Mines Information Circular/1988-IC9183/9184, (1988)
- 3) Peele R., Mining Engineer's Handbook-Third Edition, John Wiley & Sons, pp. 10-339~370, (1941)
- 4) Cummins A. B., Given I. A., SME Mining Engineering Handbook, Vol. 1, pp. 12-195~203, (1973)
- 5) Staff, El Teniente Closes in on Major Expansion, Engineering and Mining Journal, Vol. 170, No. 6, pp. 103-112, (1969)
- 6) Sisselman R., Chile's El Teniente Mine: Meeting the Challenge of Declining Ore Grades, Engineering and Mining Journal, Vol. 179, No. 6, pp. 141-151, (1978)

- 7) Isokangas T. A., Purdie T. F., Boyd R. J., Mount Isa Cut and Fill (MICAF) Stopping, Proc. Australian Inst. Min. Met., No. 226, pp. 185-204, (June 1968)
- 8) Dayton S., Mount Isa Mixes Multiple Concepts of Mining with Advanced Fill Technology, Engineering and Mining Journal, Vol. 179, No. 6, pp. 94-107, (1978)
- 9) Brady J. T., Owners N. F., Annear C. H., Ore Breaking and Handling at the C.S.A. Mine, Cobar, Proc. Australian Inst. Min. Met., No. 229, pp. 7-15, (March 1969)
- 10) Pfleider E. P., Dufresne C. A., Transporting Open Pit Production by Surface-Underground Haulage, Mining Engineering, Vol. 13, No. 6, pp. 592-598, (1961)
- 11) Sellec D. J., Pfleider E. P., Ore Pass, Tunnels and Shafts, Sec. 9-6 of Surface Mining, AIME, NY, pp. 637-648, (1968)
- 12) Cummins A. B., Given I. A., SME Mining Engineering Handbook, Vol. 2, pp. 18-56~61, (1973)
- 13) 鈴木利久, 香春鉱山の階段採掘法, 石灰石, No. 86, pp. 255-259, (1963)
- 14) 石灰石, No. 94, 階段採掘特集号, pp. 294-306, (1965)

- 15) Weed H. C., The Use of a Caved Block as an Ore Pass and Its Application to Open-Pit Mining, Mining Engineering, Vol. 5, No. 9, pp. 886-889, (1953)
- 16) Honeyman P. D., The 'New Look' at Inspiration, Mining Congress Journal, Vol. 40, No. 9, pp. 30-32, 72, (1954)
- 17) Hambley D. F., Pariseau W. G., Singh M. M., Guidelines for Open-pit Ore Pass Design; Vol. 1: Final report, submitted to U.S. Bureau of Mines by Engineers International, Inc., pp. 106, (1983)
- 18) Staff, The Story of the Consolidated Mining and Smelting Company of Canada Limited (Part 2, Chapter 9, The Sullivan Mine), Canadian Mining Journal, Vol. 75, No. 5, pp. 160, (1954)
- 19) Berglund C. B., The Kiruna Operations, Mine and Quarry Engineering, Vol. 22, No. 1, pp. 2-10, (1956)
- 20) Rushton M. W., Mackay K. E., Nchanga Mine, Northern Rhodesia, Trans. Inst. Min. Met., Vol. 70, pp. 77-131, (1960-61)
- 21) Fenn A. J., Caranea Lowers Open-Pit Haulage Costs Through Underground Crusher-Conveyor Systems, Mining Engineering, Vol. 21, No. 3, pp. 48-53, (1969)
- 22) Faris C. O., Underground Chamber Crushes Rock for Dvorshak Dam, Civil Engineering, ASCE, pp. 75-77, (June 1971)

- 23) Li D., Zhang Z., Guo B., The Design and Practice of Tunnel Ore-Pass System in Open Pit, 1st Int. Mine Planning and Development Symposium, Beidaihe, China, (Sep. 1980)
- 24) Argall C. O. Jr., Huge Chinese Porphyry: Dexing Operations and Plans, World Mining, January 1981, pp. 24-28
- シユート、ホッパー内における粉粒体の流れに関するもの
- 25) Wolf E. F., von Hohenleiten H. L., Experimental Study of the Flow of Coal in Chutes at Riverside Generating Station, Trans. ASME, pp. 585-599, (1945)
- 26) Franklin F. C., Johanson L. N., Flow of Granular Material Through a Circular Orifice, Chemical Engineering Science, Vol. 4, pp. 119-129, (1955)
- 27) Barre H. J., Flow of Bulk Granular Materials, Agricultural Engineering, pp. 534-537, (1958)
- 28) Brown R. L., Minimum Energy Theorem for Flow of Dry Granules Through Apertures, Nature, Vol. 191, No. 4787, pp. 458-461, (1961)
- 29) Jenike A. W., Gravity Flow of Bulk Solids, ASME-Publ., No. 60-WA-81
- 30) Jenike A. W., Storage and Flow of Solids, Univ. Utah, Engng. Experiment Station Bulletin, No. 123, (1964)

- 31) Kvapil R., Gravity Flow of Granular Materials in Hoppers and Bins I Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol. 2, pp. 35-41, (1965)
- 32) Kvapil R., Gravity Flow of Granular Materials in Hoppers and Bins II Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol. 2, pp. 277-304, (1965)
- 33) Allen D. S., Bulk Material Flow Through Hoppers and Feeders, Chemical Engineering Progress, Vol. 62, No. 11, pp. 65-68, (1966)
- 34) Gardner G. C., The Region of Flow when Discharging Granular Materials from Bin-Hopper Systems, Chemical Engineering Science, Vol. 21, pp. 261-273, (1966)
- 35) Janelid I., Kvapil R., Sublevel Caving, Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol. 3, pp. 129-153, (1966)
- 36) Reisner W., The Behaviour of Granular Materials in Flow out of Hoppers, Powder Technology, Vol. 1, pp. 257-264, (1967/68)
- 37) Bedenig D., Ein theoretisches Modell zur Berechnung des Fließverhaltens eines Kugelhaufens und seine Anwendung auf das Core des THTR-Prototyps, THTR Symposium "Problems of the Pebble Bed and Granular Materials", Jülich, Germany, EURATOM-Publ., No. EUR4190.d.e, pp. 191-203, (1968)

- 38) Novosad J., Residence Time Distribution of Granular Materials Flowing Through Cylindrical Vessels, THTR Symposium "Problems of the Pebble Bed and Granular Materials", Jülich, Germany, EURATOM-Publ., No. EUR4190d, e, pp. 121-134, (1968)
- 39) Reisner W., Parameters to Characterize Flow Behaviour of Spherical and Non-spherical Materials, ASME-Publ., No. 68-MH-40, In german: Einige Parameter zur Kennzeichnung des Fließverhaltens kugelig und nichtkugelig Schüttgüter, THTR Symposium "Problems of the Pebble Bed and Granular Materials", Jülich, Germany, EURATOM-Publ., No. EUR4190d, e, pp. 205-219, (1968)
- 40) Beck M. S., Mainwright N., Current Industrial Methods of Solids Flow Detection and Measurement, Powder Technology, Vol. 2, pp. 189-197, (1968/69)
- 41) Bernache P. L., Flow of Dry Bulk Solids on Bin Walls, Trans. ASME, pp. 489-496, (1969)
- 42) Giunta J. S., Flow Patterns of Granular Materials in Flat-Bottom Bins, Trans. ASME, pp. 406-413, (ASME-Publ., No. 68-MH-1), (1969)
- 43) Pariseau W. G., Gravity Flows of Ideally Plastic Materials Through Slots, Trans ASME, pp. 414-422, (1969)

- 44) Jenike A. W., Johanson J. R., Solids Flow in Bins and Moving Beds, Chemical Engineering Progress, Vol. 66, No. 6, pp. 31-34, (1970)
- 45) Brennen C., Pearce J. C., Granular Material Flow in Two Dimensional Hoppers, Trans ASME 45 series E, pp. 43-50, (1978)
- 46) Nguyen T. V., Brennen C., Sabersky R. H., Gravity Flow of Granular Materials in Conical Hoppers, Trans ASME Vol. 46 section E, pp. 529-535, (1979)
- 47) Nguyen T. V., Brennen C., Sabersky R. H., Funnel Flow in Hoppers, Trans ASME Vol. 47 section E, pp. 729-735, (1980)
- ハンドブック
- 48) Reisner W., von Eisenhart Rothe M., Bins and Bunkers for Handling Bulk Materials, Trans Tech Publications, (1971)
- インターロッキングアーチ関係
- 49) Langmaid R. N., Arch Formation in a Non-Cohesive Granular Material, Journal of the Institute of Fuel, Vol. 30, No. 195, pp. 166-172, (1957)
- 50) Aytaman V., Causes of "Hanging" in Ore Chutes, Canadian Mining J., Vol. 81, pp. 77-81, (1960)

51) Dubach P., Neue Erkenntnisse zum Problem der Brückenbildung in Bunkerausläufen, Aufbereitungs Technik, Vol. 6, No. 2, pp. 50-56, (1965)

52) Dubach P., Neue Erkenntnisse zum Problem der Brückenbildung in Bunkerausläufen, Bergbauwissenschaften, Vol. 13, No. 8, pp. 330-333, (1966)

53) Peschl I. A. S. Z., Theory of the Formation of Arches in Bins, ASME - Publ. No. 68-MH-4, Also presented at the THTR-Symposium, Jürich, (1968)

立坑内の応力分布と粘着性アーチの形成に関するもの

54) Walker D. M., An Approximate Theory for Pressures and Arching in Hoppers, Chemical Engineering Science, Vol. 21, pp. 975-997, (1966)

55) Walters J. K., A Theoretical Analysis of Stresses in Axially-symmetric Hoppers and Bunkers, Chem. Eng. Sci., Vol. 28, No. 3, pp. 779-789, (1973)

56) 前掲17)

物性試験に関するもの

57) Ashton M. D., Farley R., Valentin F. H. H., An Improved Apparatus for Measuring the Tensile Strength of Powders, J. Sci. Instrum., Vol. 41, pp. 763-765, (1964)

58) Farley R., Valentin F. H. H., Problems Associated with Storage Hoppers, Trans. Instn. Chem. Engrs., Vol. 43, pp. T193-T198, (1965)

59) Metcalf J. R., Angle of Repose and Internal Friction, Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol. 3, pp. 155-161, (1966)

60) Williams J. C., Birks A. H., The Comparison of the Failure Measurements of Powders with Theory, Powder Technology, Vol. 1, pp. 199-206, (1967)

61) Farley R., Valentin F. H. H., Effect of Particle Size upon the Strength of Powders, Powder Technology, Vol. 1, pp. 344-354, (1967/68)

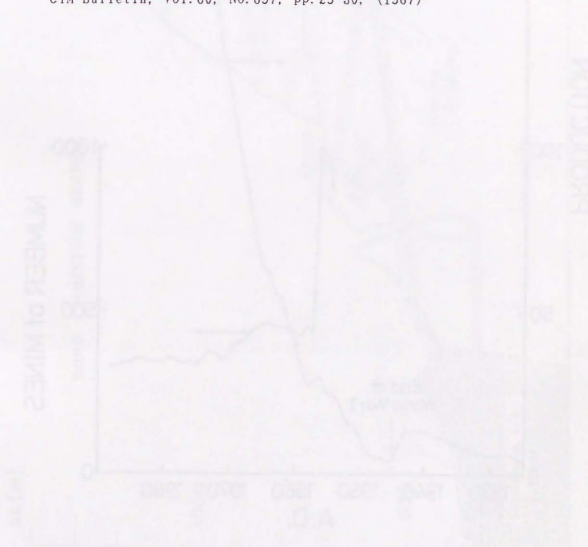
62) Reimbert M., Reimbert A., Determination of the Mechanical Properties of Cohesive and Non-Cohesive Powdered Materials, Bulk Solids Handling, Vol. 1, No. 1, pp. 37-41, (1981)

ビン内の応力分布に関するもの

- 63) Janssen H. A., Versuche über Getreidedruck in Silozellen, Zeitschrift des Vereines Deutscher Ingenieure, Vol.39, No.35, pp.1045-1049, (1895)
- 64) Bedenig D., Investigations on Pressure Distribution within Pebble Beds, Powder Technology, Vol.1, pp.207-212, (1967)
- 65) Perry M. G., Handley M. F., The Pressure Distribution Inside Model Storage Hoppers During Discharge of Granular Materials, THTR Symposium "Problems of the Pebble Bed and Granular Materials", Jülich, Germany, EURATOM-Publ., No.EUR4190d,e, pp.321-342, (1968)
- 66) Jenike A. W., Johanson J. R., Bin Loads, Proc. of ASCE -Journal of the Structural Division- Vol.94, No.ST4, pp.1011-1041, (1968)
- 67) Jenike A. W., Johanson J. R., On the Theory of Bin Loads, Trans ASME Vol.91 series B, pp.339-344, (1969)
- 68) Jenike A. W., Johanson J. R., Carson J. W., Bin Loads -Part 2-4, Trans ASME 95 series B, pp.1-16, (1973)

立坑の設計基準

- 69) 前掲17)
- 70) Hambley D. F., Pariseau W. G., Singh M. M., Guidelines for Open-pit Ore Pass Design; Vol.2: Final report, submitted to U.S. Bureau of Mines by Engineers International, Inc., (1983)
- 71) Hambley D. F., Design of Ore Pass Systems for Underground Mines, CIM Bulletin, Vol.80, No.897, pp.25-30, (1987)



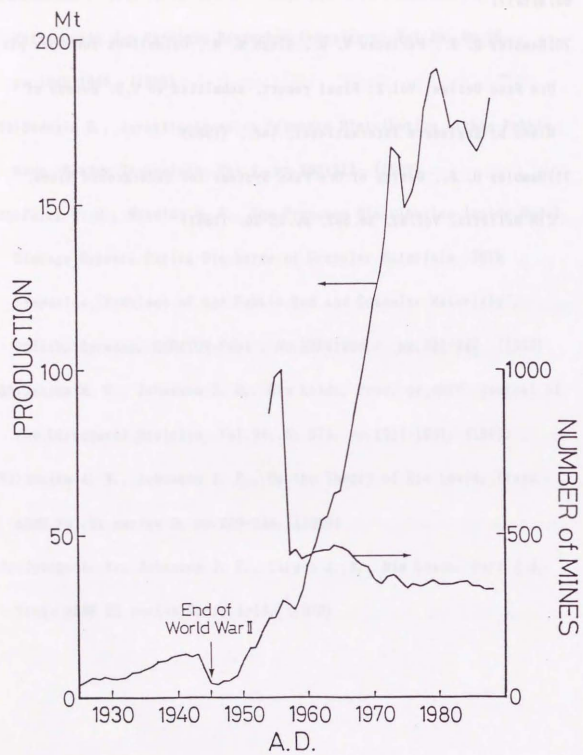


fig.1-1 Japanese limestone production and the number of mines.

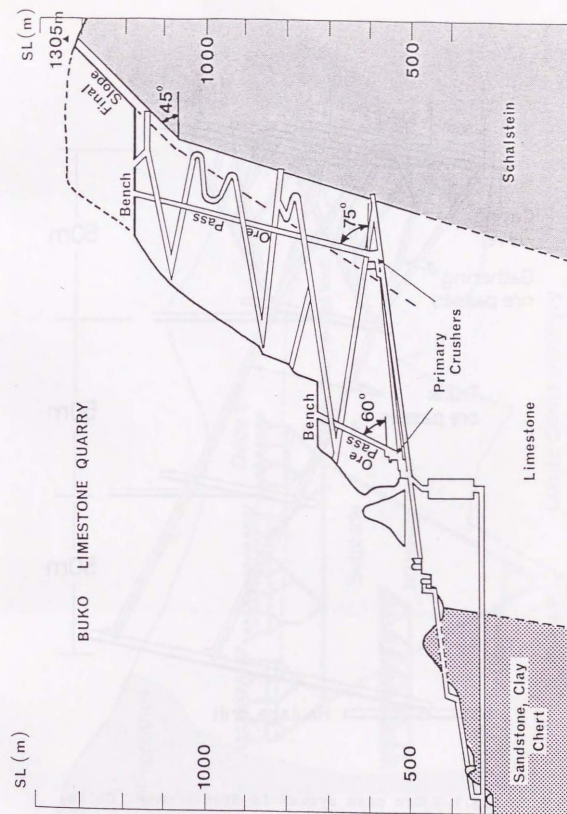


Fig.1-2 Typical bench cut with an ore pass and tunnel haulage system.

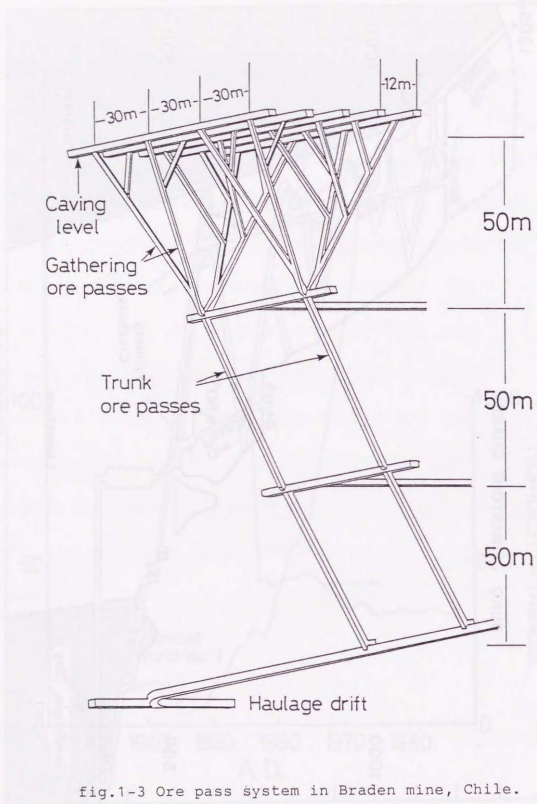


fig.1-3 Ore pass system in Braden mine, Chile.

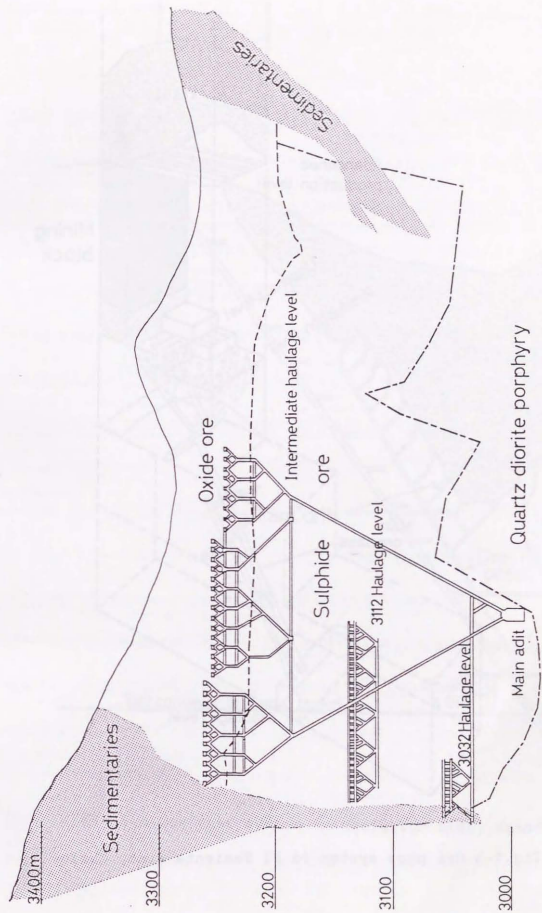


fig.1-4 Ore pass system in Andes Copper mine, Chile.



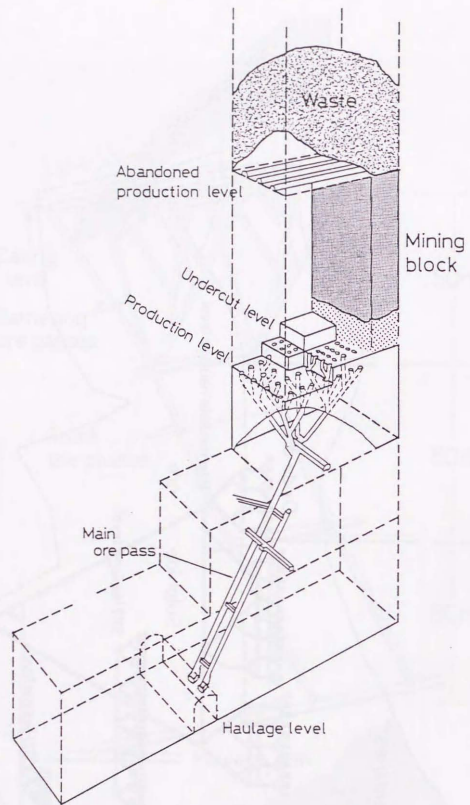


fig.1-5 Ore pass system in El Teniente mine, Chile.

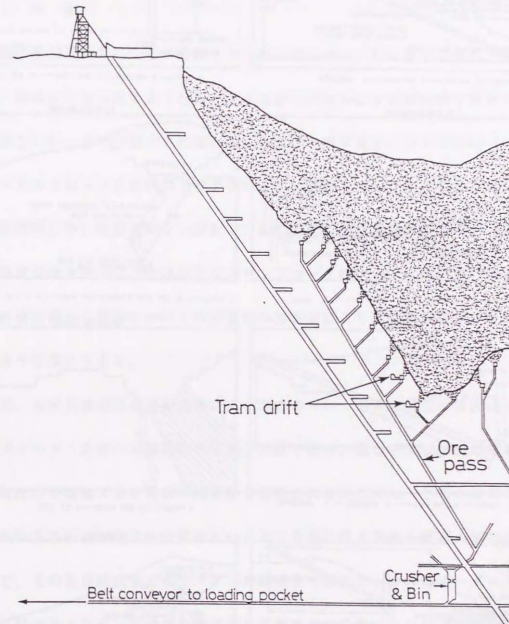


fig.1-6 Ore pass system in Creighton mine, Canada.

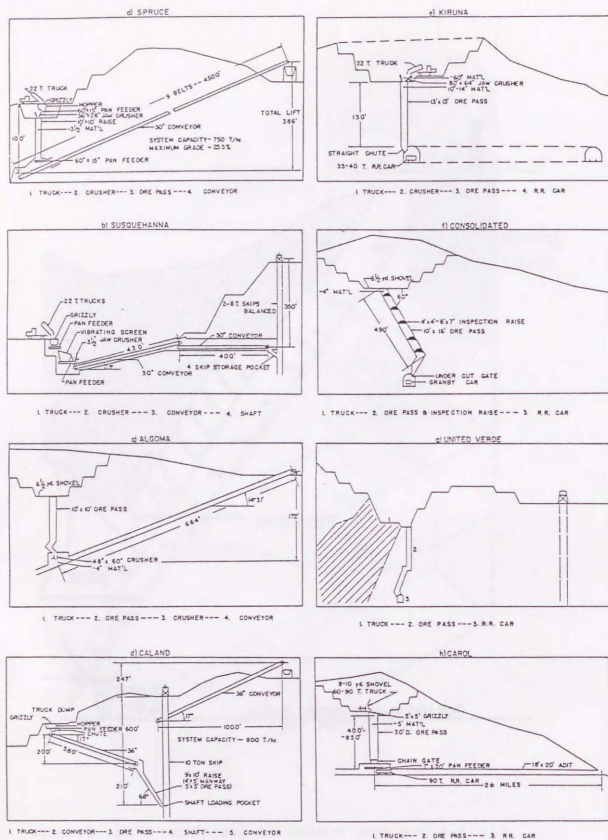


fig.1-7 Several types of ore-pass tunnel haulage system combined with open-pit mining.

## 第2章 立坑内における鉱石の重力流動

### 2-1 序 論

一般に重力流動というと、貯槽（サイロ、バンカー、ビン等）下部のホッパーや、砂時計にみられるようなオリフィスからの重力による連続的な粉体の流出現象をいい、その容器内での流れのようすは大別すると、1)マスフロー、2)ファンネルフロー（あるいはプラグフロー）に分けることができる<sup>1)</sup>。前者は粒子が移動しない死領域がない流れで、その中でも特に流動断面内において均一な速度分布を持つような流れをピストンフローと称する。これに対し後者は、主に貯槽底部から壁面にかけての死領域の存在等により流動断面積が絞込まれるような流れである。

一方、石灰石鉱山における立坑システムのホッパーからの鉱石の排出はエプロンフィーダーを用いる機械的な移送が主流である。重力による排出の場合、一旦流出口を通過すると粉体が拘束から解放されるのに対し、こちらは常に拘束されたあるいは制御された排出といえる。立坑に投入される鉱石の形状は不規則で、その粒度構成も $\mu$ mオーダーの微粒分（粘土分）からmオーダーの大塊まで幅があるため、立坑内を降下する鉱石については、岩塊相互のかみ合い（interlocking）作用と粘土分による粘着力（cohesion）の双方を考慮する必要がある<sup>2)</sup>。また降下挙動の際、個々の鉱石にはfig.2-1に示すような二次的動作が生じるため、立坑内鉱石のかさ比重は部分的に変化する可能性がある<sup>3)</sup>。

さらに、石灰石鉱山における鉱石立坑は一般的にその直径に対して非常に長く、埼玉県の武甲鉱山における斜坑のように設計直径5m、長さ600m近くに及ぶものもある。これらの条件のため、ホッパーからの鉱石の排出が連続的であるにも関わらず、立坑内の鉱石の降下挙動は連続流動でなく、静止と重力流動を繰り返す不連続挙動であるのが一般的である。

本章では新潟県田海鉱山の、立坑とその周囲を螺旋状にとりまく通動坑道をつなぐ数カ所の目貫坑道において、立坑内における断続的な重力流動が発生する時刻と回数を記録した結果と、重力流動の際に目貫坑道において観測される「息つき現象」の計測結果に基づき、立坑下のシュート、ホッパー部近傍における連続的な鉱石の流れが立坑内において不連続挙動に遷移する過程や、降下挙動の際、立坑内の部分的な重力流動が下部から上部へ伝播していく過程を説明する概念モデルを提案し、観測結果との整合性を検討した。また、そのような部分的な重力流動が上部への伝播の途中で消滅する過程についても考察を行い、立坑で観測される諸現象を説明することを試みる<sup>4)</sup>。

## 2-2 立坑内における鉱石の降下挙動の観測

### (a) 現場の状況

立坑内における鉱石の降下挙動の観測は、立坑長が長く、立坑部の途中に適当な間隔で立坑に通じる目貫坑道を有する新潟県の田海鉱山において行った。田海鉱山はベンチカットと垂直立坑システムを組み合わせた採鉱法により、 $\text{CaCO}_3$ 品位98%以上の良質な石灰石を、海拔1,010mの切羽から年産約230万t出鉱している。山頂にある現在の切羽への移行は1985年から比較的新しい。

田海鉱山の立坑システムはfig. 2-2に示すように、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6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。この立坑は、エプロンフィーダーから34m、190m、285m、358mの位置(fig. 2-2の矢印で示す)に、立坑目貫坑道を持つ。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、現在では部分的な変動はあるものの平均約8mと推定されている。

立坑への目貫はいずれも、立坑周囲を螺旋状にとりまく通動坑道と立坑を結ぶものである。立坑に面した目貫の開口部の高さは約3mであり、そこには天盤との間に僅かに隙間が残る程度に、立坑からあふれてた投入鉱石の山が形成されているが、密閉状態ではなく、立坑内における鉱石の挙動を直接目視により観察できるところもある。特に、気流は立坑と目貫間であまり抵抗無く出入りできるため、全ての目貫において立坑内での鉱石の挙動を風圧の変化として感

じることができる。

出鉦の際、立坑下部にある鉦石は、エプロンフィーダー上は無論のことシュート部、ホッパー部においてもほぼ連続的に動いている。しかし、各自貫から立坑内の鉦石の動きを観察すると、まったく動きがない状態が数分間続いた後、鉦石が動き俗に「息つき」と称される瞬間的な気圧変動を生じる、といったことが繰り返して起きていることがわかる。

#### (b) 測定機器

立坑内の鉦石の断続的な重力流動（以降挙動あるいはmovementとも称する）にともなう目貫における気圧変動（俗にいう「息つき」）のようすを詳しく調べるため、まず805mLの目貫に風圧計（原理的には一種の差圧計）を設置し挙動の際の、通動坑道と目貫の立坑に近い部分との差圧を測定した。次に、目貫内における気圧変動にともなう目貫と通動坑道間の気流の脈動を抑制するため、554mLの目貫にfig. 2-3に示すような隔壁を設け立坑につながるチャンバーをつくり、風圧計により挙動の際のチャンバー内外の差圧の変動を測定した。チャンバーの気密性は完全ではなく、チャンバー内外に差圧が生じると隔壁から多少の漏気があった。

風圧計は共和電業製PGW-10GBを用いた。これは容量水柱10mm、固有振動数300Hz以上のひずみゲージ式風圧計で、定格出力は0.4mV/V（800 $\mu$ ストレイン）以上が保証されている。

増幅器としては、やはり共和電業製の動ひずみ測定器DPM-603Aを用いた。これは、S/N比が高い搬送波型動ひずみ測定器ながら応答周波数が10kHzと高く、重力流動にともなう気圧変動などのような比較的速い動的現象にも充分追随するものである。

目貫の前にある立坑内の鉦石が重力流動する直前には、立坑下部から挙動が立坑内を伝播してくる音が聞こえるため、この音が聞こえた段階でx-yレコーダー（今回は実質的にはyレコーダーとして使用した）の紙送りを始め気圧変動を記録した。

またこれとは独立して、出鉦中、前出の4箇所の目貫に、それぞれ時刻のばらつきを0.02秒以内に揃えたストップウォッチを持った観測員を配置し、挙動が起きた時刻と回数を測定した。

#### (c) 測定結果

805mLの通常目貫と554mLの目貫に設置したチャンバー内における、鉦石の重力流動時の気圧変動の測定記録の一例をそれぞれfig. 2-4a、fig. 2-4bに示す。805mLの目貫の例では挙動開始から約0.8秒間、554mLの目貫の例では約1.5秒間、目貫あるいはチャンバー内の気圧が外より低くなり、その後急激に上がっていることがわかる。805mLの目貫においては目貫と通動坑道との間に空気抵抗となる隔壁がないため、重力流動が終了した後、ある種の共振状態が生じている。これに対し554mLの目貫では、チャンバーの設置により目貫と通動坑道

の間における気流の出入りが制限されているため、重力流動終了後の共振現象はみられない。

1988年6月15日の午前中に、4箇所の目貫において個々の挙動が発生した時刻の一覧をtable.2-1に示す。ただし、時刻は4台のストップウォッチを合わせた時点からの時間である。この表からも明らかなように、個々の挙動は立坑内を下部から上部に向かって平均的には80m/s程度の速さで伝播するが、立坑の途中で挙動が消滅してしまうことがあるため挙動回数は立坑上部に行くほど少なくなる。これは立坑上部ほど挙動の平均周期が長く、挙動当りの出鉱量が多いということであり、立坑径が同じと仮定すれば、1回の挙動で鉱石が降下する平均距離が長いことになる。fig.2-5に、一回の挙動当りの出鉱量とそれぞれの目貫のエプロンフィーダーからの高さの関係を示す。

### 2-3 重力流動のメカニズム

#### (a) 不連続挙動への遷移機構

立坑内における鉱石の降下挙動が、連続流動から断続的な重力流動に遷移するメカニズムを説明するためfig.2-6に示すような概念モデルを考える。fig.2-6aにおいて、 $a_1$ 、 $a_2$ 、 $a_3$ …はそれぞれ厚み $D_1$ 、 $D_2$ 、 $D_3$ …の潜在ブロックとし、そのもっともシュートに近いものを $a_1$ とする。

ホッパー中の粉粒体を、静止状態から抽出し始めると、fig.2-7に示すような、粒子が運動する楕円体状の領域(ellipsoid of motion)が形成され、これが時間とともに拡大して行くことが知られている<sup>3)</sup>。このような楕円体状の領域内のかさ比重は、静止状態における同じ領域のかさ比重より小さくなっていくはずである。このように、ある領域内のかさ比重 $\rho$ は常に一定というわけではない。この $\rho$ の変動可能範囲を $\rho_{min} \leq \rho \leq \rho_{max}$ とする。ある領域の $\rho$ が小さくなるということは、それだけその領域内の空隙率が大きくなっているということである。インターロッキング作用や粒子間の粘着力は、局部的な微小アーチの形成を促進することにより、空隙率を上げることに寄与する。しかし $\rho$ の上限値はおもに粒子の形状や粒度分布で規定されてしまうため、 $\rho$ の変動可能範囲はインターロッキング作用や粒子間の粘着力が強いほど大きくなる。また、 $\rho$ が減少して行く速さは単位時間当りの出鉱量に規制され、増加して行く速さは個々の粒子の重力流動の際の降下速度に規制される。

出鉱ともない、当初 $\rho_1$  ( $\rho_{min} < \rho_1 \leq \rho_{max}$ )であったfig.2-6の斜線部

分の平均かさ比重が、斜線部内の部分的な領域の岩塊の二次的動作等により減少していき、この間斜線部分の上端は動かないものとする。しかし、このような $\rho$ の減少には限界があり、 $\rho_{m1} \leq \rho_2 < \rho_1$  であるような、ある平均かさ比重 $\rho_2$ になると、斜線部分はその体積を減ずることにより $\rho$ は増加に転じる。このとき斜線部分の上端が加速度 $\alpha_0$  ( $\alpha_0 < \text{重力加速度 } g$ ) で降下し始める。一旦降下が始まるとfig. 2-6bのように、潜在ブロックが動的ブロックとなり、ある微小な自立時間 $s_1$ の後 $a_1$ が、さらに $s_2$ の後 $a_2$ が、さらに $s_3$ の後 $a_3$ が、というように順に降下し始める。動的ブロックは降下の際、壁面との間の摩擦抵抗や空気抵抗などを受けるため、それぞれの加速度 $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3 \dots$ は重力加速度 $g$ より小さい。

斜線部分上端の降下速度が立坑断面を単位時間当たり出鉱量で除した平均降下速度を上回ると斜線部分の平均かさ比重は増大しはじめ、fig. 2-6cのように、 $\rho_2 < \rho_3 \leq \rho_{max}$ であるようなある平均かさ比重 $\rho_3$ に達したとき斜線部分上端の降下は止まる。後に降下を開始した動的ブロックの加速度が前に降下を開始した動的ブロックの加速度より著しく大きく、降下中に前のブロックに追いついてしまうというようなことがない限り、 $a_1$ の下端が斜線部分上端に到達して止まり、さらにその後 $a_2$ の下端が $a_1$ の上端に到達して止まる、というように動的ブロックが積み重なって行き、fig. 2-6dのように平均かさ比重が $\rho_1$ の新たな領域と、 $a_1', a_2', a_3' \dots$ のような新たな潜在ブロックができる。このような繰り返しにより、鉱石の連続的な流れは不連続になると考えられる。

### (b) 息つき現象

次に、立坑内の鉱石の断続的な重力流動にともなう目貫における気圧変動、つまり息つき現象について考察を行う。

いまfig. 2-6において、動的ブロックの直上にある潜在ブロックのことを特に動的アーチ、一連の動的ブロックが存在する領域を動的領域と称することにす。一回のプロセスで斜線部分上端が降下した距離を $L_0$ 、さらに便宜上 $D_1 = D_2 = D_3 = \dots = D$ 、 $s_1 = s_2 = s_3 = \dots = s$ 、 $\alpha_0 = \alpha_1 = \alpha_2 = \dots = \alpha$ とし、動的ブロックの降下に際し二次的動作がないとすると、動的領域の長さ $L$ は、

$$L = L_0 + (D/s) \cdot \sqrt{2L_0/\alpha}$$

で表わされる。動的アーチが徐々に崩壊し、また降下を終えた動的ブロックが徐々に積み重なっていくことにより、動的領域は立坑内を上部に向かって速度 $v = D/s$ で移動していく。

石灰岩の見かけ比重を2.7、立坑内の鉱石のかさ比重を1.9とすると立坑内の鉱石間の空隙率は約30%であるが、粘土分の存在などにより立坑内の通気抵抗はかなり大きいものと考えられる。このため、静止した状態から瞬間的に空隙率が大きくなった動的領域内は断熱膨張した状態にあり、負圧が生じていることは容易に考えられる。立坑の「息つき」とは、このような動的領域が立坑の目貫に面した部分を通過する際の目貫における気圧変動と、これにより生じる

通気の脈動を感覚的に表現したものであると考えられる。また、動的領域が目貫を通過する際、目貫において霧が発生することがあるが、これは動的領域の通過にともない瞬間的に目貫近傍の気圧が低下し、気流が断熱膨張状態になるためであると考えられる。

動的領域が目貫の前をfig. 2-8 に示すように通過する際、目貫における気圧変動は、動的領域の目貫に面する部分の平均かさ比重の変動に追随するものと考えられる。動的領域の上端を原点とし鉛直下向きにx軸をとれば、この座標系は速度vで鉛直上向きに移動する。αが一定とすれば、動的領域内の任意の断面内を単位時間に通過する鉱石量は等しいので、立坑断面積、動的領域内の位置xにおけるかさ比重、同じくxにおける鉱石の断面通過速度をそれぞれA、 $\rho(x)$ 、 $v(x)$ とすると、

$$A \cdot \rho(x) \cdot v(x) = A \cdot \rho(0) \cdot v(0)$$

が成り立つ(但し立坑内の動的領域以外のかさ比重は $\rho(0)$ で一定と仮定する)。

いま、 $\alpha = g$  (重力加速度)とすると、

$$v(x) = v + \sqrt{2gx}$$

なので、

$$\rho(x) = \frac{v \cdot \rho(0)}{v + \sqrt{2gx}}$$

である。動的領域の上端が目貫の踏前に到達した時点をと $t=0$ とする任意の時刻tにおける、動的領域の目貫に面する部分の平均かさ比重 $\rho(t)$ は、目貫の

断面を高さhの長方形とすると、

$$0 \leq t < \frac{h}{v} \text{ において}$$

$$\begin{aligned} \rho(t) &= \frac{1}{Ah} \left\{ A(h-vt) \rho(0) + A \int_0^{vt} \rho(x) dx \right\} \\ &= \frac{v\rho(0)}{hg} \cdot \left\{ \frac{g}{v} (h-vt) + \sqrt{2gv}t \right. \\ &\quad \left. - v \cdot \log \left[ \frac{v + \sqrt{2gv}t}{v} \right] \right\} \end{aligned}$$

$$\frac{h}{v} \leq t < \frac{L}{v} \text{ において}$$

$$\begin{aligned} \rho(t) &= \frac{1}{Ah} \left\{ A \int_{vt-h}^{vt} \rho(x) dx \right\} \\ &= \frac{v\rho(0)}{hg} \cdot \left[ v \cdot \log \left\{ \frac{v + \sqrt{2g(vt-h)}}{v + \sqrt{2gv}t} \right\} \right. \\ &\quad \left. + \sqrt{2gv}t - \sqrt{2g(vt-h)} \right] \end{aligned}$$

$$\frac{L}{v} \leq t < \frac{L}{v} + \frac{h}{v} \text{ において}$$

$$\begin{aligned} \rho(t) &= \frac{1}{Ah} \left\{ A(vt-L) \rho(0) + A \int_{vt-h}^L \rho(x) dx \right\} \\ &= \frac{v\rho(0)}{hg} \cdot \left\{ \frac{g}{v} (vt-L) + \sqrt{2g}L \right. \\ &\quad \left. - \sqrt{2g(vt-h)} - v \cdot \log \frac{v + \sqrt{2g}L}{v + \sqrt{2g(vt-h)}} \right\} \end{aligned}$$

となる。

前述の通り、同一の挙動が上部と下部の目貫を通過する時刻をそれぞれ計測した結果から、動的領域が立坑内を上昇する速度は平均約80m/sであった。また、554mLの目貫における挙動の際の気圧変動の記録 (fig. 2-4b) において、

測定チャンパー内が外部に対して負圧になっていた時間(約1.5秒)が、動的領域が目貫の前を通過するのに要した時間に等しいものとするれば、動的領域の大きさ $L$ は約120mとなる。 $h=3\text{m}$ 、 $v=80\text{m/s}$ 、 $L=120\text{m}$ 、 $\rho(0)=1.6$ 及び1.9のときの(2-1)式に基づく $\rho(t)$ のグラフをfig. 2-9に示す。風圧計は負圧の際の線形性が保証されていないため負圧の絶対値を問題にすることはできないが、fig. 2-4bにおける、挙動開始から約1.5秒間の、チャンパー内が外に対し負圧になる部分の気圧変動のパターンとfig. 2-9の $\rho(t)$ の変動のパターンは、計測チャンパーの気密性が低く、チャンパー内が負圧になっている際外部から連続的な漏気があることを考慮すれば整合性がある。これにより、動的領域が目貫の前を通過する際が目貫に面する部分の鉱石の平均かさ比重の変動が前述の挙動モデルで表されることが確認された。

### (c) 降下挙動の伝播

動的ブロックの降下挙動は通常二次的動作をとまなうものと考えられるため、動的ブロックのかさ比重は挙動前後で必ずしも等しくない。立坑内の任意の部分に、降下前 $\rho_1$ であったかさ比重が、降下後に必ず $\rho_2$ (ここで $\rho_2 < \rho_1$ )になるようなかさ比重減少領域があるものと考え、その範囲を $L_d$ とすると、動的領域の下端がこの部分を通過する間は、動的領域の大きさ $L$ は単位時間当たり、

$$v \cdot \left[ \frac{\rho_1}{\rho_2} - 1 \right]$$

の速さで縮小する。通過に要する時間は、

$$L_d \cdot \frac{\rho_2}{\rho_1 v}$$

なので、この部分にさしかかる直前の動的領域の大きさを $L_1$ とすると、

$$L_d \geq \frac{\rho_1}{\rho_1 - \rho_2} L_1$$

の場合、動的領域はこの部分で消滅する。このように、動的領域は立坑内を上昇中に消滅する可能性があるため、立坑下部で発生した動的領域が必ずしも立坑上部にまで伝わるとは限らない。一方、立坑下部近傍以外でこのような動的領域が発生することがほとんどないと考えられるため、立坑上部で観測される単位時間当たりの平均挙動数は立坑下部より少なくなる。また、動的領域が消滅するということは近傍の平均かさ比重が減少するということである。二次的動作によるかさ比重の変動範囲には限界があるため、かさ比重が小さくなってくると逆に二次的動作によりかさ比重が大きくなる確率が高くなる。動的領域は、二次的動作によりかさ比重が大きくなる領域を通過する際にはその大きさが増大する。いま、立坑内の任意の部分に、降下挙動前 $\rho_2$ であったかさ比重が降下挙動後に必ず $\rho_1$ (ここで $\rho_1 > \rho_2$ )になるような、かさ比重増大領域があるものとする。その範囲を $L_1$ とすると、動的領域がこの部分を通過した後のこの部分の高さの減少幅 $\delta L_0$ はfig. 2-10に示すように、

$$\delta L_0 = \left[ 1 - \frac{\rho_2}{\rho_1} \right] \cdot L_1$$



で、これは動的領域の増大分に等しい。(2-1)式からも明らかなように、目貫における気圧変動の大きさは動的領域の増大にともなって大きくなる。これらのことから、目貫の形状その他の諸条件が等しければ、立坑上部の目貫における気圧変動の大きさのばらつきは下部におけるそれよりも大きくなることが予想される。

#### 2-4 結論

新潟県田海鉱山における立坑に貫通する目貫のうち、人が立坑の際まで接近できる4カ所において、出鉱中、立坑内のそれぞれの目貫に面する部分で鉱石が挙動する時刻を計測した結果、出鉱の際、断続的に局所的な重力流動が立坑内を下部から上部に向かって約80m/sで伝播していくことがわかった。また、立坑の上部においては下部に比べ鉱石が挙動する周期が長いことがわかり、立坑下部で発生した局所的な重力流動が立坑内を伝播している途中で消滅する場合があることが確認された。

この結果に基づき、鉱石の重力流動の際の二次的動作や局所的な微小アーチの形成による立坑内の鉱石の局所的なかさ比重の変化を考慮した、立坑内における降下挙動様式概念モデルを提案し、ホッパーからの連続的な出鉱にともなう立坑下部における連続的な降下挙動が立坑内で断続的な重力流動に遷移する機構を説明した。このモデルでは局所的に重力流動が生じている範囲、つまり動的領域が、その上端の動的アーチ（ここでは動的ブロックと称している）の連続的崩壊により立坑内を上昇していく。このため、降下挙動の際の目貫における気圧変動、つまり息つき現象は、このような動的領域が目貫を通過する際の立坑内の目貫に面した部分のかさ比重の変化に、目貫近傍の気圧が追随し、さらに近傍の坑道との間で気流の脈動が生じる現象として説明することができる。

通常は目貫と通動坑道の間には空気抵抗となる隔壁が存在しないため、目貫内

に気圧変動が生じると、fig. 2-4aに示すように目貫と通動坑道間で気流の脈動現象が生じる。このため目貫に面した立坑内におけるかさ比重の変動をそのまま観測することはできないが、fig. 2-3に示すような計測用簡易チャンバーを構築した結果、目貫と通動坑道間の脈動現象がほぼ抑制され、目貫に面する立坑内において、挙動の際、前述のようなかさ比重の変動が生じていることが直接確認された。

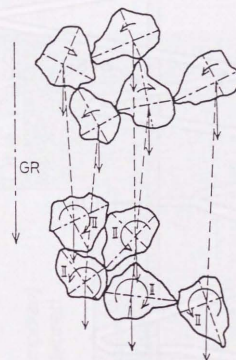
また、重力流動ともなう鉱石の二次的動作により、立坑内で局部的なかさ比重の変化が起きることを前提とし、立坑内のある区間においてかさ比重が減少する領域の存在を仮定することによって、動的領域が立坑内を上昇する際に消滅する機構を説明した。

## 参考文献

- 1) 久保輝一郎他編, 粉体—理論と応用—改訂2版, 丸善, pp. 652-656, (1979)
- 2) 茂木源人, 鋪木寛, 立坑投入鉱石の粒度分布について, 石灰石, No. 243, pp. 33-42, (1990)
- 3) R. Kvapil, Gravity Flow of Granular Materials in Hoppers and Bins I, Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol. 2, pp. 35-41, (1965)
- 4) 茂木源人, 山口梅太郎, 鉱石立坑内の鉱石の流れに関する研究 第1報—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, pp. 60-64, (1990)
- 4) D. Bedenig, Ein theoretisches Modell zur Berechnung des Fließverhaltens eines Kugelhaufens und seine Anwendung auf das Core des THTR-Prototyps, THTR Symposium "Problems of the Pebble Bed and Granular Materials", Jülich, Germany, (March 1968), EURATOM-Publ., No. EUR4190d, e, pp. 191-203
- 5) D. F. Hambley, W. G. Pariseau, M. M. Singh, Guidelines for Open-pit Ore Pass Design: Vol. 1: Final report, submitted to U.S. Bureau of Mines by Engineers International, Inc., (1983)

554mL目貫	710mL目貫	805mL目貫	878mL目貫
h m s	h m s	h m s	h m s
35:40.73	35:44.40	35:45.79	35:49.91
37:31.85	37:33.22		
38:51.18	38:52.85	38:54.09	38:57.66
40:18.30	40:19.66	40:21.43	
42:26.67	42:28.00	42:30.12	42:30.60
43:16.28			
44:38.62	44:40.47	44:42.60	44:43.25
47:06.11	47:07.32	47:09.74	
47:21.42			
49:38.40	49:39.32	49:41.34	49:41.93
51:29.02	50:30.48		
52:01.09			
52:20.95			
53:30.47	53:33.66	53:36.24	53:36.70
55:31.11	55:31.99	55:34.45	55:34.50
57:45.29	57:46.38	57:48.55	57:49.00
58:30.31			
1:01:15.46	1:01:16.45	1:01:18.55	1:01:19.00
1:02:51.71	1:02:52.79		
1:05:56.96	1:05:58.18	1:06:00.15	1:06:01.09
1:08:57.83	1:08:59.26	1:09:00.52	1:09:01.41
1:10:16.13			
1:11:11.51			
1:12:43.54	1:12:43.63	1:12:46.78	1:12:47.64
1:12:57.39			
1:13:13.57	1:13:15.14	1:13:16.51	1:13:17.27
1:14:13.44			
	1:15:15.02		
1:16:28.40	1:16:29.35	1:16:32.72	
1:20:17.37	1:20:18.82	1:20:19.87	1:20:20.73
1:21:40.40			
1:23:25.30	1:23:26.16		
1:26:14.97	1:26:16.03	1:26:18.85	1:26:19.96
1:30:53.65	1:30:54.37	1:30:56.91	1:30:57.31
1:32:39.57	1:32:40.62		
1:33:09.37			
1:33:44.29	1:33:45.21		
1:35:04.41	1:35:06.43		
1:36:21.57			
1:37:30.59	1:37:31.23	1:37:33.35	1:37:34.37
1:39:44.56	1:39:45.62	1:39:47.89	1:39:48.39
1:41:50.85	1:41:51.85		
1:43:19.47	1:43:20.38		
1:47:00.18	1:47:01.37	1:47:03.41	1:47:03.49

table.2-1 Generation time of the gravity flow.



II: Secondary motion

fig.2-1 Schema of rock motion by Kvapil[3].

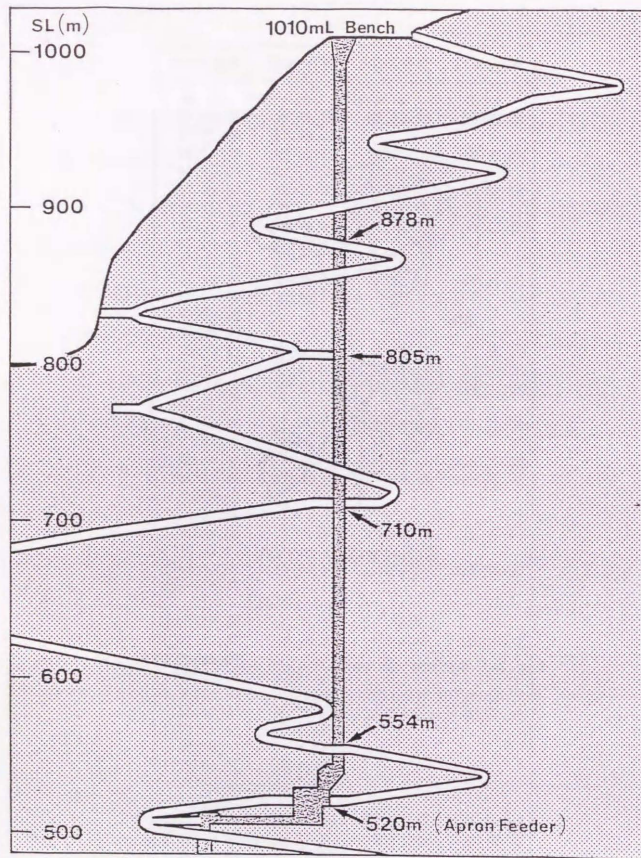


fig.2-2 Schematic diagram of the ore pass system of Toumi limestone quarry showing levels of crosscuts and apron feeder.

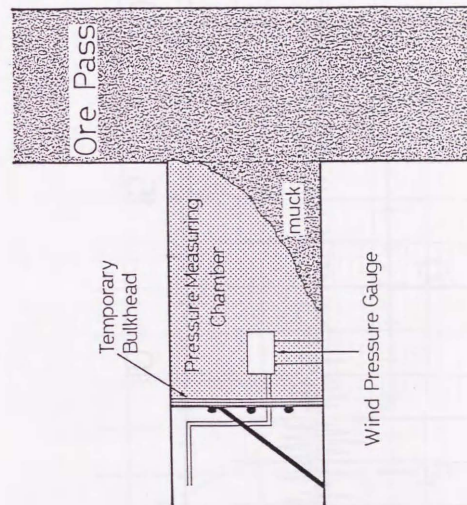


fig.2-3 Schematic diagram of the loose pressure measuring chamber.

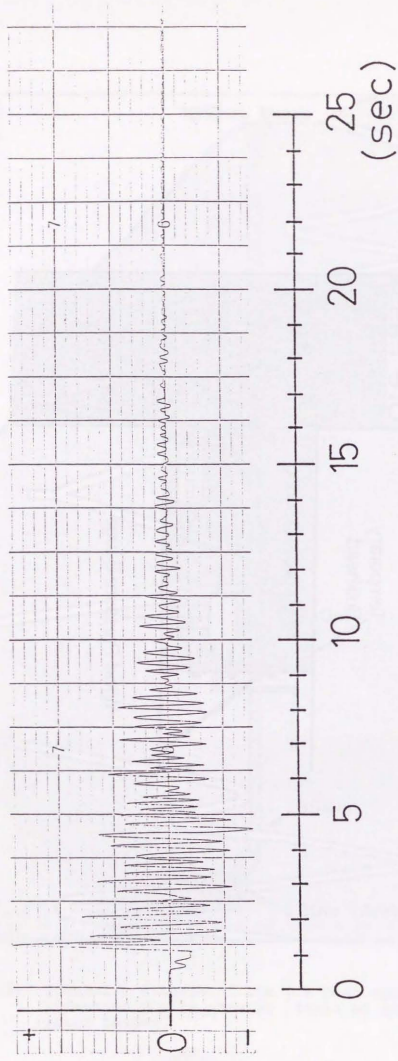


fig.2-4a Typical pressure variation in a crosscut at the gravity flow.

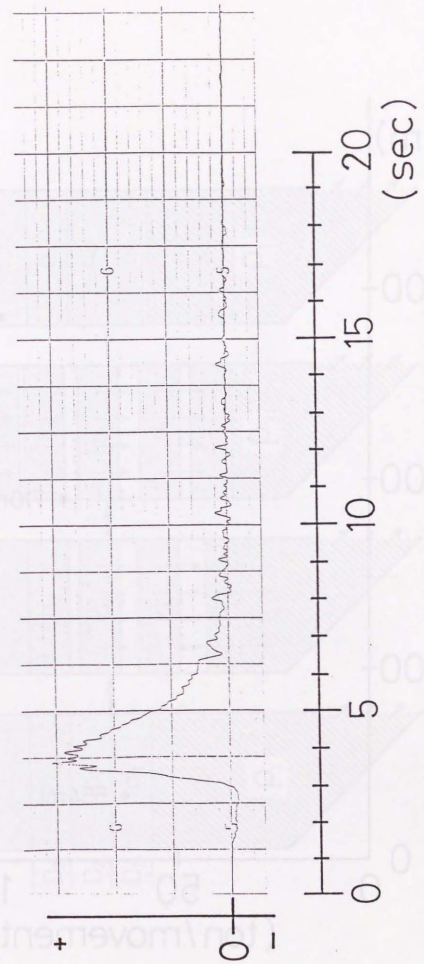


fig.2-4b Typical pressure variation in a loose chamber shown in fig.2-3.

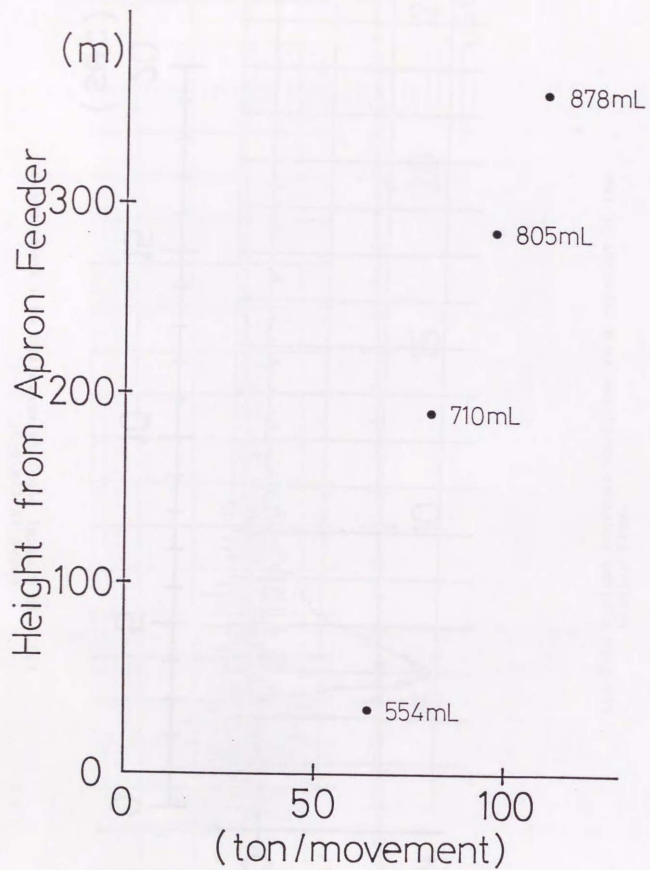


fig.2-5 Relation between production/movement and height of crosscut from apron feeder.

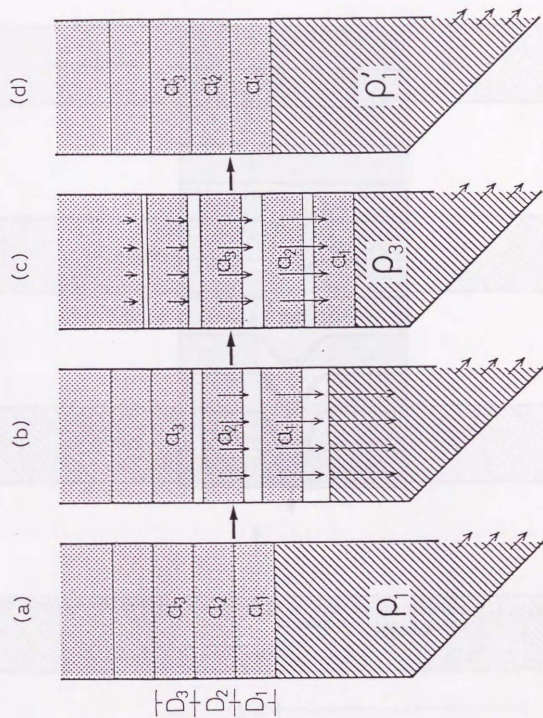


fig.2-6 Conceptual diagram, explaining the outburst of discontinuous gravity flow of bulk solids.

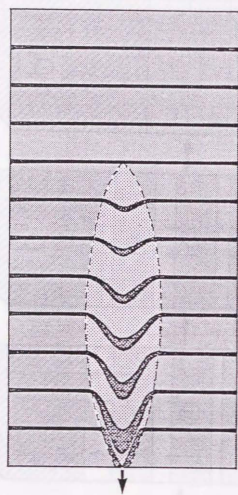


fig.2-7 Formation of the ellipsoid of motion in hopper on unloading; by Kvapil<sup>2)</sup>.

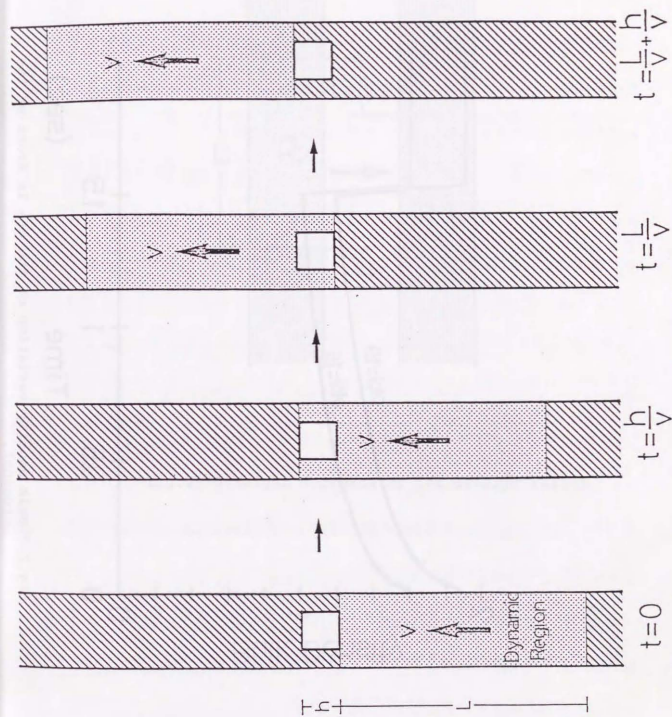


fig.2-8 Relation between the location of a dynamic region and the crosscut.

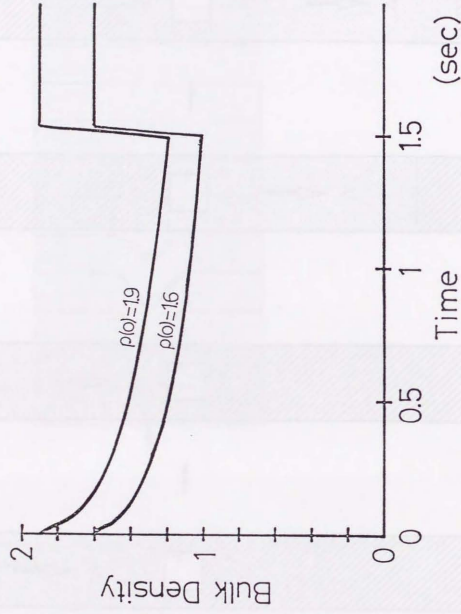


fig.2-9 Bulk density variation of the ore in front of the crosscut.

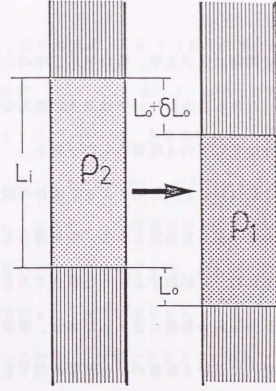


fig.2-10 Height decrease of the dynamic region.



## 第3章 立坑システム内における鉱石の混合

## 3-1 序論

流体や粉粒体の混合の問題は化学工学、特に反応工学の分野でよく扱われ、化学装置内や混合槽内における混合については過去に膨大な研究成果がある。混合の機構には大きく分けて以下の4種類のものがある。

1) 攪拌による混合。これはfig. 3-1に示すような液体の攪拌槽における混合に代表され、多くの場合完全混合を目的とする。完全混合とは装置への流入物質が瞬間的に装置内全体に均一に拡散するような混合である。ある時点からそれまでと異なる物質Aを完全混合装置に注入した場合、装置出口における物質Aの比率の変化は、装置内における物質の平均滞留時間で正規化した時間 $t$ に対し $f(t) = 1 - \exp^{-t}$ で表される<sup>1)</sup>。完全混合の概念の離散的なモデルをfig. 3-2aに、装置出口における物質Aの比率の変化をfig. 3-2bに示す。

2) 循環による混合。これは主にfig. 3-3に示すような循環式の槽内における混合で、槽内への物質の新規供給速度が槽内での循環速度に比べ十分に遅い場合、ほぼ完全混合に近い特性が得られる<sup>2)</sup>。

3) 拡散による混合。拡散やこれに準ずる挙動はかなり普遍的な現象で、いろいろな形態をとり得る。ある系の中で任意の流れと拡散過程が起こり、かつ、これらと独立して $\phi(c_j)$ という速度過程(反応)が進行するとき、系内の任意の場所 $(x, y, z)$ において任意の時刻 $t$ に成立する最も一般化された式は、

$$\frac{\partial c_j}{\partial t} = -\text{div}(-E_j \cdot \text{grad} c_j) - \text{div}(\vec{u} c_j) - \phi(c_j) \quad (3-1)$$

ここで、

$c_j$ : j成分の濃度       $E_j$ : j成分の混合拡散係数

$\vec{u}$ : 速度       $\phi(c_j)$ : 容積反応速度

である<sup>3)</sup>。(3-1)式で $\frac{\partial c_j}{\partial t}$ は、ある場所における着目成分jの時間的な濃度変化であり、 $-\text{div}(-E_j \cdot \text{grad} c_j)$ 、 $-\text{div}(\vec{u} c_j)$ 、 $-\phi(c_j)$ は、それぞれ混合拡散、流れ、反応によって増減するj成分の濃度変化を与える。

これに対し通常用いられる拡散モデルは、fig. 3-4に示すように、装置内の物質が平均流れの方向 $z$ に一樣な速度 $F$ をもって流れ、かつ、流れの方向に一樣な平均の混合拡散係数 $Ez$ を仮定できるような単純なものである。他の混合機構に基づく混合も見かけ上はこのモデルで表現できる場合が多いので最も広範に用いられてきた<sup>4)</sup>。このようなモデルでは、(3-1)式は、

$$\frac{\partial c}{\partial t} = Ez \frac{\partial^2 c}{\partial z^2} - F \frac{\partial c}{\partial z} - \phi(c)$$

となる。

4) 速度分布による混合。1次元的な流れが生じている円管やビン等の中において、任意の流動断面内の速度分布が均でない場合、ある時点を境にステップ関数状に投入された物質のフロント(それまでに投入されていた物質との境界)は流動と共に3次元的に変形し、流れの軸に垂直な流動断面内に2種類の

物質が同時に存在する領域が(流れ方向のある区間に)生じる。そのような領域内では2種類の物質は混合されていると考える。また、特に気体や液体の場合には速度分布による混合と同時に拡散による混合が起きているのが普通である。ある円管において平均流方向を $z$ 、管軸から半径方向への距離を $r$ 、半径方向及び流動方向での拡散係数を $E_r$ 、 $E_z$ 、定常状態の管内速度分布を $u(r)$ とすれば、(3-1)式から、

$$E_r \left[ \frac{\partial^2 c}{\partial r^2} + \frac{\partial c}{r \partial r} \right] + E_z \frac{\partial^2 c}{\partial z^2} = \frac{\partial c}{\partial t} + u(r) \frac{\partial c}{\partial z}$$

が成り立つ<sup>5)</sup>。

ビンやホッパー内における粉粒体の重力流動に関する数多くの研究結果や<sup>6)</sup> -<sup>12)</sup>、北海道の巖朗鉱山の立坑における現場実験の結果<sup>13)</sup>から、立坑システム内の鉱石の流れはシステム内の全域において、1次元的な流れと見なせるものと考えられる。また、鉱石は降下中に相互に拘束し合いほとんど拡散が起きないため、立坑システム内の鉱石の混合は、主に流動断面内における不均一な降下速度分布に起因する混合であると考えられる<sup>14)</sup>。このため乱流拡散作用による混合の場合のような混合特性の滞留時間依存性はみられないものとする。

立坑下部のシュートやホッパー部においては鉱石の流動方向や流動断面積が変化するためファンネルフローが生じ、この結果fig. 3-5に示すビンやサイロの流出口近傍と同様、流動断面内における鉱石の単位出鉱量当り平均降下距離の分布が一様でなくなる<sup>15)</sup>。ここで単位時間ではなく単位出鉱量を用いるの

は、鉱山における出鉱が一般に断続的で、かつ、単位時間当たりの出鉱量も変動するため、以降この単位出鉱量当り平均降下距離を便宜上、見かけ降下速度と称する。しかし、ファンネルフロー領域内でも乱流状態にはならず、あくまでも1次元的な流れが維持される。流動断面積の減少は断面内の平均見かけ降下速度を増加させるが、1次元的な流れが維持されるため、見かけ上、流動断面積が一定で流動経路長が減少したのと同じ効果をもたらす。

また、わが国の石灰石鉱山において一般的にみられる、降下挙動が連続でなく静止と重力流動を繰り返すような斜坑では、上盤側の鉱石の見かけ降下速度が下盤側よりも大きくなる可能性がある<sup>14)</sup>。このように、鉱石が立坑システム内を降下する際の見かけ降下速度は流動断面内で均一ではなく、立坑システム内の位置に固有な値を持つ。

立坑投入鉱石は、化学工学の分野で通常扱う粉粒体に比べるとはるかに粒径の大きなものを含んでおり、また、時にはかなりの粘着性を示すが、基本的には粉粒体として扱える。しかし、従来の粉粒体の混合理論に関する研究の多くは主に混合機を対象としており<sup>16)</sup>、流動断面内の流速差に基づく混合を扱ったものについても、流出口近傍に発生するファンネルフローのみに起因するとして取り扱われているケース<sup>17)</sup>がほとんどである。

本章においては、新潟県の田海鉱山および前出の巖朗鉱山の立坑システムに共通なシュート、ホッパー部のスケールモデルと、アクリルパイプによる立坑部のスケールモデルを組合せたシステムを用いて種々の粒径のガラスビーズの

模擬出鉱実験を行った結果に基づき、モデルシステム内における降下速度場と混合特性について考察を行う。さらに、インターロッキング作用の大きさと混合特性の定性的な関係を求める。また、モデル実験では再現することができなかった斜坑内の不連続降下挙動に依存する斜坑内の降下速度場についても考察を行う。

### 3-2 混合特性曲線

#### (a) 定義

いま、鉱石Bを投入していた立坑に、ある時点から品位の異なる鉱石Aをステップ関数状に投入するようにしたとする。流動断面内に見かけ降下速度差があるとすれば、当初水平だった鉱石AとBの境界面の形状は、境界面が立坑内を降下するうちに3次的に変化する。仮に立坑の任意の水平断面内に、中央部が速く周辺部に行くにしたがって遅くなるような見かけ降下速度分布があるとすれば、境界面はfig.3-6aに示すように変化する。また、上盤側が速く下盤側に行くにしたがって遅くなるような見かけ降下速度分布があるとすれば、境界面はfig.3-6bに示すように変化する。境界面のうち、見かけ降下速度が最も速い部分が到達している立坑内の水平断面と、最も遅い部分が到達している水平断面に挟まれた領域においては、任意の水平断面内に鉱石AとBが共存する。つまり、このような領域においては鉱石AとBが混合されている。このような混合の特性を定量的に表わす混合特性曲線を以下のように定義する。

品位の異なる2種類の鉱石AとBの境界面のうち、最も見かけ降下速度が速い部分が立坑内の任意の水平断面に到達した時点をもととし、それ以降にこの水平断面を通過した鉱石の累積鉱量を $G'$ とする。この水平断面を $G'$ の鉱石が通過した時点で、この水平断面内に存在する鉱石のうち、後から投入された鉱石が占める割合を $Q(G')$ で表わすとき、 $x$ 軸に $G'$ 、 $y$ 軸に $Q(G')$ をとったグラフを混合特性曲線と定義し、この断面より上部の混合特性を表わすものとする。

これは過渡応答の一種と考えることができるが、混合機における混合特性曲線とは定義が異なる。

鉱石立坑システムのような乱流拡散を伴わない速度分布型の混合の場合、ある時点から異なる物質を投入した際に形成される、それ以前に投入されていた物質との境界面が曖昧になることがないため、その境界面の一部が測定断面に到達する以前には測定断面において何の変化も見られない。このため、境界面の一部が測定断面に到達してからの特性のみを問題とする。

また鉱石立坑システム内においては、ヒストンフロー領域とファンネルフロー領域、あるいは斜坑部とファンネルフロー領域といったように、1つのシステム内にそれぞれの境界が曖昧な、性質の異なる速度場が形成されているのが一般的であるため、混合槽における滞留時間に相当する混合容量で混合特性を正規化しても余り意味がない。

#### (b) 混合特性曲線の求め方

立坑システム全体の混合特性曲線は、ある時点から明かに品質の異なる鉱石を投入し続け出鉱品位の変動を計測すれば求められるが、操業中にこのような計測を行うことは難しい。そこで、システム内全域にわたって見かけ上の1次元流状態が維持されるものと考え、以下のような比較的操業に影響を与えない方法により求めることが可能である。まず鉱石で満たした立坑の最上部を水平にならし、着色して他と区別し得るようにした同程度の大きさの鉱石を表

面に均等に並べる (fig. 3-7a)。着色鉱石の量は  $G_0$  とする。その後、常に立坑内を鉱石で満たした状態を維持しつつ出鉱する (fig. 3-7b)。着色鉱石の層は、その上下にある鉱石を分ける境界面と考え、それぞれの着色鉱石がこの境界面の微小単位面積を代表するものとする。すると、システムの出口に最初に着色鉱石が出現した時点からの累積出鉱量が  $G'$  となり、 $G'$  に対し、出現した着色鉱石の累積量  $G_0'(G')$  を測定すれば、 $G_0'(G')/G_0$  を  $Q(G')$  とみなすことができる。

#### (c) 混合特性曲線の利用法

鉱山における品質管理において最も重要な要因の一つである出鉱品位の変動は、投入鉱石の品位変動と立坑システムの混合特性の双方に依存する。以下にその簡単な例を示す。ある混合特性を持つ立坑システムに、品位の違う鉱石Aと鉱石Bを単位量  $w$  (t)ずつ交互に投入した場合、山元の出鉱品位の変動がどのようなになるかを考える。まず、立坑システムの混合特性がfig. 3-8aに示すような直線で表されると仮定する。この場合、鉱石AとBが完全に入れ替わる最小投入単位量  $w_0$  は400tである。つまり、 $w$ が400t以上であれば、fig. 3-9dの下段のグラフに示すように、出鉱鉱石中鉱石Aが100%を占める出鉱区間と、鉱石Bが100%を占める出鉱区間がそれぞれ生じるため、出鉱品位の理論変動幅は鉱石AとBの品位の差  $\Delta q$  に等しくなる。 $w$ を小さくしていくと、 $w$ が200tになるまでは、出鉱品位の変動幅も減少し続ける (fig. 3-9bc)。しかし  $w$ をさ

らに小さくすると、fig. 3-9aに示すようにむしろ変動幅が増大することがあることがわかる。

次にfig. 3-8bに示すような、 $w_0$ が600tで、200tを境に異なる2組の直線で表わされる混合特性を持つ立坑システムの場合について考えてみる。この場合fig. 3-10aのように $w$ を100tにすれば理論的には出鉱品位の変動はなくなる。 $w$ を200tにすると出鉱品位が $\Delta q/2$ 変動することになる(fig. 3-10b)が、さらに $w$ を300tに増やすと、理論変動幅は逆に $\Delta q/4$ へと減少する(fig. 3-10c)。また、このような混合特性の場合には、 $w$ が200tの場合と400tの場合では出鉱品位の理論変動幅は変わらないことがfig. 3-10bとfig. 3-10dから明らかである。

以上のごく簡単な例からも明らかのように、同じ立坑においても、必ずしも $w$ が小さい方が出鉱品位の変動が小さくなるとは限らず、混合特性との関係を把握しておく必要があることを示している<sup>19)</sup>。

これ以外にも混合特性は、立坑システムの有効容量を知るための有力な手がかりとなるが、これについては第5章で詳しく述べる。

### 3-3 モデル実験

#### (a) 実験装置

実験用の装置としてはfig. 3-11に示すような、新潟県田海鉱山及び北海道岩間鉱山の立坑システムに共通なシュート、ホッパー部の1/50スケールモデルの上部に、アタッチメントを介し、長さ2m、内径が100.2mmまたは88.5mmのアクリルパイプを、垂直または水平から75°の角度で載せられるようにしたものを用いた。

本実験の目的の一つは、システムの混合特性に大きな影響を与える、立坑下部に発生するファンネルフロー領域の大きさ、立坑内容物のインターロッキング作用の大きさの関係を求めることにある。このため、立坑内容物としては、インターロッキング作用の大きさに対する粒子形状の効果の定量化が困難な鉱石の代わりに、粒子形状がほぼ均一なガラスビーズを用いた。実験に用いたガラスビーズの種類は7種類で、それぞれ平均径が1mm、3mm、5mm、7mm、10mm、12.5mm、15mmである。ただし1mmのガラスビーズは現場の起砕鉱石の粒度分布を再現する混合試料にのみ使用し、単一粒径のビーズを用いた実験は、1mmのものを除く他の6種類のビーズについて行った。

#### (b) 実験方法と実験条件

基本的な模擬出鉱実験の手順を以下に示す。

1) 立坑部を取り外しアタッチメントのところからガラスビーズを入れ、アタ

チメント上端までガラスビーズで満たす。

2) ガラスビーズの上端が、ならすとシュート上端の基準高さ(抽出口から流動経路長で約30cmの位置である。以下特に示さない限り、立坑システム内の位置は抽出口からの流動経路長で示す。)程度になるまで、ガラスビーズをホッパー下のミニベルトコンベアにより出鉱する。

3) 基準高さのところに、着色し、他と区別できるようにしたガラスビーズを厚さ約1.5cmで水平に敷き詰める。

4) アクリルパイプを取り付けその上部からガラスビーズを入れるが、着色ビーズに近い部分に入れるときには、これをはじき飛ばさないように上部からガラスビーズを入れたコンテナを降ろし、着色ビーズの近くまで来たところで静かに中のガラスビーズを着色ビーズの上に入れる。

5) 基準高さから100cm(抽出口から130cm)のところと195cm(抽出口から225cm)のところ、それぞれ別の色に着色した同量のガラスビーズを3)と同様にはさみこむ。

6) 立坑上部からガラスビーズを順次補給し満鉱状態を維持しつつガラスビーズを出鉱する。

7) 一定間隔毎に、その間に出鉱されたガラスビーズの全重量と中に含まれる着色ビーズの量を計測する。

単一粒径のガラスビーズによる実験条件をtable.3-1に示す。混合粒径のものの実験では粒径1mm~15mmの7種類のガラスビーズを混合して用いた。便宜

上、起砕鉱石と体積が同じ球の直径を等体積球相当径とし、田海鉱山における立坑投入原石の平均的な等体積球相当径の分布を求め、このデータに基づき、等体積球相当径が10cm未満のものを1mm、10cm以上20cm未満のものを3mm、20cm以上30cm未満のものを5mm、30cm以上42.5cm未満のものを7mm、42.5cm以上55cm未満のものを10mm、55cm以上68cm未満のものを12.5mm、68cm以上のものを15mm、のガラスビーズでそれぞれ代表させ、立坑投入原石の等体積球相当径分布に等しくなるような割合で、それぞれの粒径のガラスビーズを混合した。具体的には、重量比で1mmのものが52%、3mmのものが16%、5mmのものが10%、7mmのものが9%、10mmのものが8%、12.5mmのものが4%、15mmのものが3%である。混合特性を求める実験において着色ビーズの層は境界面を表わし、1つ1つの着色ビーズはその境界面の微小単位面積をそれぞれ代表すると考えるため、このような混合ビーズの中に15mm、7mm、3mmの単一粒径の着色ビーズの層をそれぞれ単一粒径の実験の場合と同じように挟み、垂直、75°の場合について実験を行った。

10mmφのガラスビーズについては、単一粒径の実験において、着色ビーズを層状に挟み込む代わりに、fig.3-12に示すように、番号をふった着色ビーズを2列ずつ十文字に並べ、垂直立坑の場合の立坑水平断面内の見かけ降下速度分布を求める実験も行った。

また、ガラスビーズの粒径とモデルシステム中におけるインターロッキング作用の大きさとの関係を調べるため、それぞれの粒径のビーズの出鉱中、一定時間間隔毎に、ホッパー中のガラスビーズ上面の傾斜角度を計測した。

## (c) 実験結果と考察

単一粒径のガラスビーズを用いた模擬出鉱実験では、いずれの条件の場合でも、最外周の見かけ降下速度がその内側にある部分に比べて、立坑内の全域にわたって遅い。垂直立坑の場合には全周にわたってほぼ均一に20%から25%程度遅く、斜坑においては最外周のものうち下盤側のもの見かけ降下速度が更に遅くなる傾向がある。比較的粒径の揃ったビーズにおけるこのような最外周の分離現象は、シュート、ホッパー部における流動断面の絞り込みに起因する、シュート直上部における断面内見かけ降下速度分布の影響が、ビーズの水平方向の運動がほぼ完全に拘束される最外周に限り立坑上部まで伝達されるために起きる。ガラスビーズの粒径を $d$ 、立坑の内径を $D$ とした場合、 $(d/D)^2$ が大きくなればなるほどこの最外周部分が着色ビーズ全体に対して占める割合が増えるため、その挙動が全体の混合特性に与える影響が大きくなる。混合粒径の実験においては垂直立坑、斜坑いずれの場合についてもこのような立坑部における最外周の遅れは観察されなかったことから、これは立坑内容物の粒度が揃っている場合の特異現象であり、広範な粒度分布を持つ立坑投入原石の場合、このような現象は起こらないものと考えられる。

fig. 3-13a-c は立坑の水平断面内の速度分布を求めるために行った実験の結果である。横軸はfig. 3-12におけるA-A'断面及びB-B'断面内の水平方向位置座標で、縦軸はそれぞれの方向のものについて、最も遅いものが出現して

からそれぞれの位置のものが出現するまでに要した平均出鉱量である。fig. 3-13a は抽出口から225cm、fig. 3-13bは同じく130cm、fig. 3-13cはシュート直上部の基準高さ（抽出口から30cm）に、それぞれ番号をふった着色ビーズをfig. 3-12のように並べて実験した結果である。これらのグラフは最外周に相当する部分を除いてはほぼ同じ傾向を示しており、最外周を除く部分の水平断面内における見かけ降下速度差が、シュート、ホッパー部近傍のみで生じていることを示している。fig. 3-13a、fig. 3-13bから、225cmと130cmの位置に置いた着色ビーズの場合、最外周部の着色ビーズは内側のものが大方出現した後に出現することがわかる。また最外周を除いた部分については、A-A'方向には殆ど見かけ降下速度の差がなく、B-B'方向について、降下するにしたがって流出口側の見かけ降下速度が速くなっていくことがわかる。

混合特性の解析を行うに当たって単一粒径の混合特性における最外周部分の特異現象の影響を排除するため、この部分が内側の部分の延長上の挙動を示した場合に得られる混合特性（推定混合特性）を推定する。fig. 3-14はシステム内の着色鉱石を真上からみた図であるが、内側の円は着色鉱石のうち最外周のもの内側のものの境界を示す。前述の通り、225cm及び130cmの位置から降下してくる着色鉱石の場合、最外周のものは内側のものが大方出現してから出現するので、このようなシステムの混合特性曲線において、

$$Q < 100 \left[ \frac{D-2d}{D} \right]^2 \quad (\%)$$

のデータは全て内側の円内の着色鉱石のものと考える。解析は上式の範囲内にあるデータに対してのみ行い、この範囲外のデータは無視する。推定に際してはまず、例えばfig.3-14に示すSの部分が出現した時点では、図中の線分Cより右側にある着色鉱石は最外周のものも含めて全て出現しているものとし、データをその分Q軸のプラス方向にシフトする。さらに、混合特性曲線の立ち上がり部分は直線で近似できるものと仮定し、 $G'=0$ における接線とG'軸との交点のG'の値の絶対値分だけ全体をG'軸のプラス方向にシフトする。このようにして得られた、立坑部の内径が100.2mmの垂直立坑システムの225cmと130cmからの推定混合特性をfig.3-15に示す。また、立坑部の内径が88.5mmの垂直立坑システムの225cmと130cmからの推定混合特性をfig.3-16に示す。立坑部の内径の如何に関わらず、全ての粒径について225cmと130cmからの推定混合特性にはほとんど差がない。このことは、少なくとも130cmより上の部分においては最外周を除いてピストンフロー状態にあったことを示している。

ホッパー部におけるガラスビーズ上面の傾斜角度は、出鉱速度が実スケール換算で4,000t/hour程度までの範囲であれば、fig.3-17に示すように周期的に変動する。つまり、最大安息角ともいふべき傾斜までは徐々に傾斜が増加し、これを越えるとガラスビーズの斜面が一気に崩れ上面の傾斜が充分に緩やかになったところで落ち着く、といった挙動を繰り返す。斜面が崩れる直前の最大傾斜角が大きければ大きいほど斜面が崩れた後に落ち着く角度が緩やかになる傾向があるため、ガラスビーズ上面の傾斜角度の平均値は特に粒径に依存しな

い。しかし、傾斜角度の標準偏差、つまりばらつきは粒径と共に大きくなる。傾斜角の平均値に傾斜角の標準偏差の3倍をたしたものを推定最大安息角と考えると、ビーズの粒径と推定最大安息角との関係はfig.3-18に示すようになる。推定最大安息角はインターロッキング作用の大きさと密接な関係があるものと考えられることから、ビーズの粒径と共にインターロッキング作用が大きくなることが容易に推定される。

また、容器の容積に対して相対的に粒径の大きいガラスビーズを充填すると、インターロッキング作用により局所的なアーチ構造などが生じ空隙率が增大すると考えられる。粒径の等しいガラスビーズを内径100.2mmの、充分に長い円筒中に充填した際の粒径と空隙率の関係をfig.3-19に示す。空隙率はそれぞれの粒径のビーズの真比重と円筒中におけるかさ比重から求めた。これからわかるようにこのような容器中においては、10mmより大きいビーズについて粒子間のインターロッキング作用による空隙率の増大効果がみられる。逆に7mm以下のビーズの空隙率はほぼ一定で、このような容器中におけるインターロッキング作用はかなり小さいものと考えられる。

今回2種類の異なる内径を設定したスケールモデルの立坑部においては、インターロッキング作用の大きさが $(d/D)^2$ とともに大きくなるものとする。



## 3-4 モデルシステム内の降下速度場と混合特性

## (a) 1次元線形降下速度分布からなる2種類の降下速度場

任意の水平断面内において1方向にだけ見かけ降下速度が変化するfig. 3-20のような見かけ降下速度場(以降便宜上「速度場」と称する)を仮定する。 $y$ 軸の原点は抽出口の位置とする。ここでは立坑システム内の流動形態として全体が近似的にマスフローであると仮定し、その上で、水平断面内の見かけ降下速度分布が不均一な流動形態を便宜上ファンネルフロー、そのような流れが生じている領域をファンネルフロー領域と称する。図中の $H_f$ はこのようなファンネルフローが始まる高さを表わす。逆に、このような速度場を持った立坑システムの混合特性曲線が既知の場合、 $H_f$ は実際の流動断面積と立坑内鉱石のかさ比重に依存する。見かけ降下速度を $h$ (見かけ降下速度は鉱石の単位出鉱量当り平均降下距離と定義されているので、この場合 $y$ 軸の負の方向が正となる)、立坑内の鉱石のかさ比重を $\rho$ 、立坑径を $D$ 、流動断面積を $A$ 、出鉱量を $G$ 、鉱石の真の速度を $v$ とすると、

$$v = -h \frac{dG}{dt}, \quad \rho \int v dA = -\frac{dG}{dt}$$

なので、

$$\rho \int h dA = 1$$

である。

$y \geq H_f$  ではいわゆるピストンフローであり、 $h(x, y)$  は流動断面内のどこにおいても一定なので

$$h = \frac{4}{\pi \rho D^2}$$

である。また $y < H_f$  では、

$$h(x, y) = f(y) \cdot x + g(y)$$

のように、 $x$ に関する1次関数として表わされるものとする。任意の水平断面を単位出鉱量当り通過する鉱石の量は等しいので、

$$g(y) = \frac{4}{\pi \rho D^2} - \frac{D}{2} f(y) \quad \text{ただし、} 0 < f(y) < \frac{8}{\pi \rho D^2}$$

$$\therefore h(x, y) = f(y) \cdot x + \left[ \frac{4}{\pi \rho D^2} - \frac{D}{2} f(y) \right] \quad (3-2)$$

となる。 $x = 0$ 、つまり流出口と反対側の壁面沿いにおいては、

$$h(0, y) = \frac{4}{\pi \rho D^2} - \frac{D}{2} f(y) \quad (3-3)$$

である。

Novosadはビンにおけるファンネルフロー領域において、下部からの抽出量と壁面付近の任意の粒子の位置との間にfig. 3-21に示すような関係があることを示した<sup>19)</sup>。図中の $G_f$ は抽出量をファンネルフロー領域の大きさ(重量)で正規化した変数である。これはビンの壁面付近の降下速度が下に行くにしたがって直線的に小さくなることを示している。立坑システムにおいても流出口と

反対側の壁面沿いの降下速度  $h(0, y)$  が、この場合のように  $y = H_f$  でヒストンフロー領域の降下速度、 $y = 0$  で 0 となるように直線的に減衰するものと仮定すれば、

$$h(0, y) = \frac{4}{\pi \rho D^2 H_f} \cdot y \quad (3-4)$$

となり、(3-3)式と(3-4)式から、

$$r(y) = \frac{8}{\pi \rho D^3} \left[ 1 - \frac{y}{H_f} \right]$$

これを(3-2)式に代入すると、速度場の方程式

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

が得られる。

また、 $h(0, y)$  が  $H_f$  近傍で急激に減衰し、見かけ上、ファンネルフロー領域内においては常に  $h(0, y) = 0$  であるような場合、

$$h(x, y) = \frac{8}{\pi \rho D^3} x \quad (3-6)$$

となる。

#### (b) 混合特性の推定

立坑システム中において速度場が特定されると、ある時点で立坑投入口の水面上にあった個々の鉱石がホッパーの抽出口に到達するまでに要する時間が

計算できるため、そのシステムの混合特性を推定することが可能になる。

高さ  $H_f$  のところにある鉱石が、 $h(x, y)$  という速度場の中を  $y = 0$  (坑底) まで降下するのに必要な出鉱量  $G(x)$  を求めるために、まず任意の高さ  $y$  まで降下するのに必要な出鉱量を求める。

$$H_f - y = \int_0^x h(x, y) dx$$

に、(3-5)式または(3-6)式を代入し両辺を  $G$  で微分すると、簡単な変数分離型の微分方程式が得られるので、これを  $G$  について解く。

(3-5)式のような速度場においては、

$$G = -\frac{\pi \rho D^3}{8} \left\{ \frac{2H_f}{D-2x} \cdot \log \left| \frac{D-2x}{2H_f} y + x \right| \right\} + C$$

となり、 $y = H_f$  のとき  $G = 0$  なので、

$$C = \frac{\pi \rho D^3}{8} \left\{ \frac{2H_f}{D-2x} \cdot \log \left| \frac{D}{2} \right| \right\}$$

$$\therefore G = \frac{\pi \rho D^3 H_f}{4(2x-D)} \cdot \log \left[ \frac{y}{H_f} - \frac{2xy}{D H_f} + \frac{2x}{D} \right] \quad (3-7)$$

一方、(3-6)式のような速度場においては、

$$G = \frac{\pi \rho D^3}{8x} (H_f - y) \quad (3-8)$$

となる。(3-7)式、(3-8)式において  $y = 0$  とすれば、高さ  $H_f$  のところにある鉱石が、このような速度場の中を坑底まで降下するのに必要な出鉱量  $G(x)$  が得られる。

このような速度場の中で、最も速く坑底に達するのは  $x = D$  のところにある鉱石で、これが  $H_c$  の高さから坑底に達するのに必要な出鉱量を  $G(D)$  とすると、立坑上部において同じ高さにあった  $B-B'$  断面内の鉱石の内、最も速いものが出現してから別の位置にあったものが出現するまでに要する出鉱量  $G'(x)$  は、

$$G'(x) = G(x) - G(D)$$

なので、(3-5) 式のような速度場の場合、(3-7) 式から

$$G'(x) = \frac{\pi \rho D^2 H_c}{4} \left\{ \frac{D}{2x - D} \cdot \log \left[ \frac{2x}{D} \right] - \log 2 \right\} \quad (3-9)$$

また、(3-6) 式のような速度場の場合、(3-8) 式から

$$G'(x) = \frac{\pi \rho D^2 H_c}{8} \left[ \frac{D}{x} - 1 \right] \quad (3-10)$$

となる。

このような速度場を持つ立坑システムの混合特性関数  $Q(G')$  は、(3-9) 式または (3-10) 式の逆関数を  $x(G')$ 、立坑の断面積を  $A$ 、立坑の断面形状に基づく重み関数を  $\omega(x)$  とすると、

$$Q(G') = \frac{1}{A} \int_{x(G')}^D \omega(x) dx$$

である。流動断面が円の場合、上式において、

$$\left\{ \begin{array}{l} \omega(x) = 2 \cdot \left\{ \frac{D^2}{4} - \left[ x - \frac{D}{2} \right]^2 \right\}^{1/2} \\ A = \frac{\pi D^2}{4} \end{array} \right.$$

なので、

$$\begin{aligned} Q(G') &= \frac{4}{\pi D^2} \int_{x(G')}^D 2 \cdot \left\{ \frac{D^2}{4} - \left[ x - \frac{D}{2} \right]^2 \right\}^{1/2} dx \\ &= 1 - \frac{4}{\pi D^2} \left\{ \left[ x(G') - \frac{D}{2} \right] \sqrt{x(G')(D - x(G'))} \right. \\ &\quad \left. + \frac{D^2}{4} \arccos \left[ 1 - \frac{2x(G')}{D} \right] \right\} \quad (3-11) \end{aligned}$$

となる。シュート、ホッパー部の流動断面も立坑部のそれと同じであると仮定すると、(3-11) 式において  $H_c$  以外の変数は通常既知である。つまり立坑上部においてはピストンフロー状態が維持され、シュート、ホッパー部近傍で、(3-5) 式及び (3-6) 式で表わされるような速度場を持つファンネルフロー状態に移行するような立坑システムの混合特性は、ファンネルフロー状態に移行する高さ  $H_c$  が特定できれば決定する。逆に混合特性がわかり、速度場を仮定すれば  $H_c$  を推定することができる。また、 $H_c$  は混合の度合を示すパラメータと考えることもできる。

#### (c) モデル内の速度場

ファンネルフロー領域の速度場が (3-5) 式または (3-6) 式で表わされるものと仮定し、225 cm の位置からの推定混合特性にそれぞれの速度場に基づく混合特性曲線を  $H_c$  を変数として最小二乗近似し、fig. 3-15 中にそれぞれ実線と破線で示した。このときの  $H_c$  の値と残差二乗和  $\Delta^2$  を table. 3-2 に示す。ファンネルフロー領域の速度場として (3-5) 式を仮定した場合の

計算結果の方が、(3-6)式を仮定した場合よりも推定混合特性によく適合させることができる。実際の流動断面の直径が仮定と異なっても、 $H_f$ の値を変動させるだけで同じ形状の曲線が得られるので適合性が変化することはない。ただしそのような場合 $H_f$ の絶対値は意味を持たなくなり、 $H_f$ は混合の度合いを表す単なる指標となる。

このスケールモデルにおいては実際のシステムの立坑部や斜坑部において出鉱中に観察されるような静止と重力流動を繰り返す不連続な降下挙動は再現できなかったため、このような降下挙動様式に起因する斜坑部特有の速度場は形成されなかった。Dが100.2mmで立坑部の傾斜角度が75°のモデルシステムのそれぞれの高さからの混合特性をfig.3-22に示す。また、Dが88.5mmで立坑部の傾斜角度が75°のモデルシステムのそれぞれの高さからの混合特性をfig.3-23に示す。225cmと130cmのものについては推定混合特性を示してある。fig.3-22及びfig.3-23に見られるように、斜坑システムの場合225cmと130cmからの推定混合特性にも系統的に若干の差があることから、130cmより上の部分において最外周だけでなく中心部についてもなんらかの混合が起きている可能性がある。しかしこのような混合はあってもごく僅かである。このため、垂直立坑あるいは斜坑を有するモデルシステムの双方について、混合は主に(3-5)式のような速度場が形成されているファンネルフロー領域内で起きているものと考えて差し支えない。

#### (d) インターロッキング作用とファンネルフロー領域の大きさ

内径が100.2mmで傾斜角度75°の立坑システム、及び内径が88.5mmの、垂直と傾斜角度75°の立坑システムについても、225cmの位置からの推定混合特性に、(3-5)式で表わされる速度場を仮定した場合の混合特性曲線が最も適合する $H_f$ を求めたところ、 $H_f$ と、立坑部のインターロッキング作用の大きさに関係があると考えられる $(d/D)^2$ との間にはfig.3-24に示すような関係が得られた。

ファンネルフローが始まる高さは $(d/D)^2$ が大きいほど高くなる傾向にある。立坑部の内径別にみると、88.5mmのものの方が100.2mmのものよりもファンネルフローの始まる高さが高くなる傾向にある。また、Dが100.2mmのシステムにおいてのみ75°のシステムと垂直なシステムの結果に系統的な差がみられる。同じ $(d/D)^2$ に対して $H_f$ の値がDや傾斜によって異なるのは、シュート、ホッパー部におけるファンネルリングの立坑部への伝わり方が異なるためと考えられる。

### 3-5 不連続挙動に起因する斜坑内における混合

石灰石鉱山における鉱石立坑あるいは斜坑内では、出鉱の際の鉱石の降下挙動が一般的に静止と重力流動を繰り返す不連続挙動である<sup>14)</sup>。斜坑の場合重力の方向と流れの方向が異なるため、重力流動の際、下盤側の拘束が上盤側に比べ大きい。このため斜坑内にはファンネルフローに起因する速度場とは独立に、fig. 3-25に示すように、斜坑内全域にわたって上盤側の見かけ降下速度が下盤側に比べ大きい、斜坑特有の速度場が形成されるものと考えられる。このため、斜坑内における混合の度合いは鉱石の物性や斜坑の傾斜ばかりでなく、斜坑の長さにも依存する。

fig. 3-26に斜坑内における降下挙動を離散化した概念モデルを示す。ここでは便宜上、立坑の中心を通る上下盤方向の断面について、1つ1つの潜在ブロックの挙動を独立して考える。まずfig. 2-6により示した機構により、fig. 3-26aのように潜在ブロック $a_1$ の下部に空隙が生じる。潜在ブロック $a_1$ は動的ブロックとなり落下するが、下盤側を立坑壁に拘束されているためfig. 3-26bのように変形する。さらに、鉱石の動的安息角 $\theta_d$ より鉱石の静的安息角 $\theta_s$ より立坑の傾斜という関係があるため、 $a_1$ はfig. 3-26cのように変形する。この上に $a_2$ が落下しfig. 3-26dのようになる。 $a_2$ もfig. 3-26eのように変形する。

このようにして当初水平だったブロック間の境界面は、上盤側に向かって落ちる、ある傾きを持った面となる。実際には動的ブロックの降下は個別の挙動ではなく、動的ブロック同士も互いに拘束し合うため、概念モデルに示される

ような動的領域内の空間や、その下面が水平からある角度を持った傾斜面に移行する過程での粒子の水平方向の動きはほとんどなく、乱流状態は生じない。しかし、傾向として上盤側が下盤側に比べ1回の挙動による降下距離が大きいことには変わりはない。このように斜坑内では降下挙動の様式如何で、かなり坑底に近い部分から上部に至るまでその全域にわたって上下盤方向の断面内降下速度差が生じる。

## 3-6 結 論

立坑システム内における鉱石の混合に関する基礎的な知見を得るため、新潟県の田海鉱山、および北海道の炭朗鉱山の立坑システムに共通なシュート、ホッパー部の1/50スケールモデルと、アクリルパイプによる立坑部のスケールモデルを組合せたモデルシステムを用い、種々の粒径のガラスビーズの模擬出鉱実験を行った。実験では出鉱の際の、静止と重力流動を繰り返す降下挙動は再現できなかったものの、ファンネルフローに起因する混合に関するいくつかの知見が得られた。

単一粒径のガラスビーズを用いた実験においてはいずれの条件の場合でも、最外周の見かけ降下速度がその内側にある部分に比べて立坑内の全域にわたって遅い。垂直立坑の場合には全周にわたってほぼ均一に20%から25%程度遅く、斜坑においては最外周のものうち下盤側のもの見かけ降下速度が更に遅くなる傾向がある。しかしこのような傾向は混合粒径の実験においてはみられなかった。

モデルシステム内において最外周を除いた部分の混合は、立坑部の傾斜角度が75°の場合には立坑上部においても若干みられたが、ほとんど立坑下部のファンネルフロー領域内で起きている。ファンネルフロー領域内に(3-5)式で表わされる速度場を仮定したときに予想される混合特性曲線は、変数が1つであるにも拘らずよく実験結果に適合させることができる。それぞれの最外周を除いた部分の混合特性から推定されるファンネルフローが始まる高さは

$(d/D)^2$ が大きくなると高くなる傾向がある。インターロッキング作用の大きさは粒径とともに大きくなると考えられることから、インターロッキング作用が大きいほどファンネルフローが始まる高さが高くなる、つまり立坑部のより上部から混合が始まるようになり、結果として混合が促進されることが予想される。

斜坑内で断続的な重力流動が発生する場合、上盤側の見かけ降下速度が下盤側に比べ速くなり混合が起きることが考えられるため、このメカニズムを離散化したモデルで説明した。今回のモデル実験ではビーズの降下挙動は拘束された連続流動であり、このような断続的な重力流動に起因する斜坑特有の混合は起こらなかった。それにもかかわらず、立坑部の直径が100.2mmの場合、垂直のシステムより75°のものの方が混合がやや促進される傾向がみられた。これはファンネルフロー領域の大きさや領域内における速度場が、若干ではあるが立坑部の形状にも依存することを示している。しかしながらその度合いは小さく、立坑部の直径が88.5mmの場合には立坑部の傾斜による混合の度合いの系統的な差はほとんど見られなかった。

## 参考文献

- 1) 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.11, (1960)
- 2) Weber, A. P., The Design of Commercial Continuous-Reactor Systems, Chemical Engineering Progress, Vol.49, No.1, pp.26-34, (1953)
- 3) Danköhler, G., "Der Chemie Ingenieur" von A. Eucken und M. Jakob, Band III, I-Teil, pp.366
- 4) 前掲1), pp.13-15
- 5) 前掲1), pp.18-20
- 6) Barre, H. J., Flow of Bulk Granular Materials, Agricultural Engineering, pp.534-537, (September 1958)
- 7) Bernache, P. L., Flow of Dry Bulk Solids on Bin Walls, Trans. ASME, pp.489-496, (May 1969)
- 8) Gardner, G. C., The Region of Flow when Discharging Granular Materials from Bin-Hopper Systems, Chemical Engineering Science, 21, pp.261-273, (1966)
- 9) Giunta, J. S., Flow Patterns of Granular Materials in Flat-Bottom Bins, Trans. ASME, pp.406-413 (ASME-Publ., No.68-MH-1), (May 1969)
- 10) Janelid, I., Kvapil, R., Sublevel Caving, Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol.3, pp.129-153, (1966)
- 11) Kvapil, R., Gravity Flow of Granular Materials in Hoppers and Bins I, Int. J. Rock Mech. Min. Sci., Vol.2, pp.35-41, (1965)
- 12) Reisner, W., The Behaviour of Granular Materials in Flow out of Hoppers, Powder Technology, Vol.1, pp.257-264, (1967/68)
- 13) 大野雅之, 立坑内原石挙動の研究, 石灰石, No.231, pp.20-26, (1988)
- 14) 茂木源人, 山口梅太郎, 鉍石立坑内の鉍石の流れに関する研究 第1報 -立坑内における鉍石の重力流動と混合-, 資源素材学会誌, Vol.106, pp.60-64, (1990)
- 15) 例えば Hambley, D. F., Pariseau, W. G., Singh, M. M., Guidelines for Open-pit Ore Pass Design; Vol.1: Final report, submitted to U.S. Bureau of Mines by Engineers International, Inc., (1983)
- 16) 例えば J. J. Fisher, Solid-Solid Blending, Chem. Engng., pp.107-128, (August 1960)
- 17) 例えば J. R. Johanson, In-Bin Blending, Chemical Engineering Progress, Vol.66, No.6, pp.50-55, (1970)
- 18) 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)

## 19) Novosad, J., Residence Time Distribution of Granular Materials

Flowing Through Cylindrical Vessels, THTR Symposium "Problems of the Pebble Bed and Granular Materials", Jülich, Germany, pp.121-134,

(1968), EURATOM-Publ., No. EUR4190d, e

D (mm)	$\theta$ °	d (mm)	各層の着色ビーズの量	$(d/D)^2$ ( $\times 10^{-2}$ )	実験回数
	90	15	36個	2.87	3
		12.5	65 "	1.99	3
		10	100 "	1.27	3
		7	450 "	0.62	2
		5	950 "	0.32	1
		3	150g	0.12	1
88.5	75	15	36個	2.87	3
		12.5	65 "	1.99	3
		10	100 "	1.27	3
		7	450 "	0.62	2
		5	950 "	0.32	1
		3	150g	0.12	1
100.2	90	15	47個	2.24	5
		10	130 "	1.00	3
		5	1235 "	0.25	1
	75	15	47個	2.24	5
		10	130 "	1.00	3
		5	1235 "	0.25	1

table.3-1 Conditions of experiment.





h(x,y)		$\frac{8}{\pi \rho D^3} \left( x - \frac{xy}{Hf} + \frac{Dy}{2Hf} \right)$	$\frac{8}{\pi \rho D^3} x$
15mm	Hf	46.9cm	28.7cm
	$\Delta^2$	160.0	337.1
10mm	Hf	40.4cm	22.6cm
	$\Delta^2$	36.9	100.4
5mm	Hf	40.8cm	21.4cm
	$\Delta^2$	26.9	112.7

table.3-2 Calculated heights of funnel flow region, assuming two types of velocity fields.

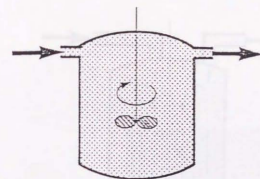


fig.3-1 A schematic diagram of an agitator.

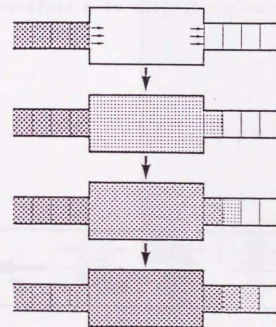


fig.3-2a Discrete conceptual diagram of a perfect mixing.

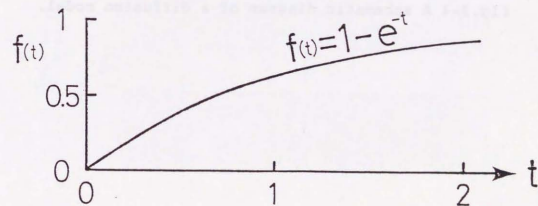


fig.3-2b The relationship between the normalized time and output quality by a perfect mixing.

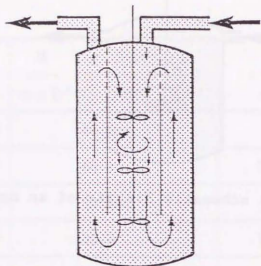


fig.3-3 A schematic diagram of a continuous reactor.

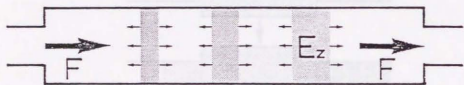


fig.3-4 A schematic diagram of a diffusion model.

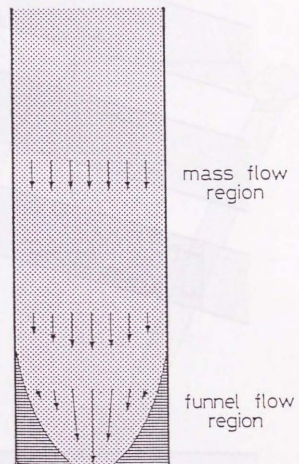


fig.3-5 Variation of the velocity distribution in a cross section of a vertical ore pass.

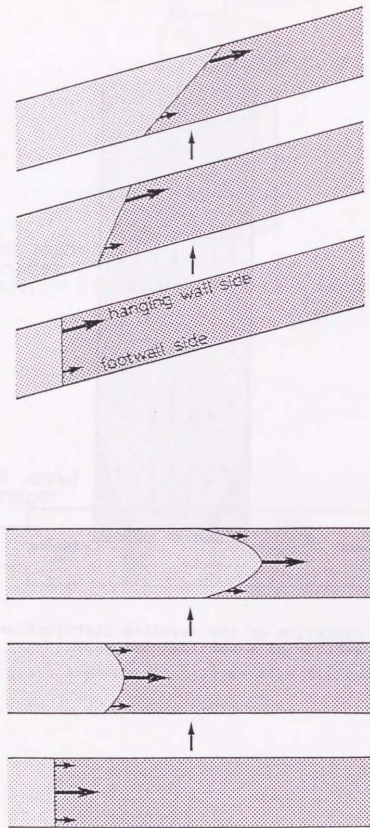


fig.3-6a Variations of boundary front shape. (Axisymmetric velocity distribution)

fig.3-6b Variations of boundary front shape. (Unidirectional velocity distribution)

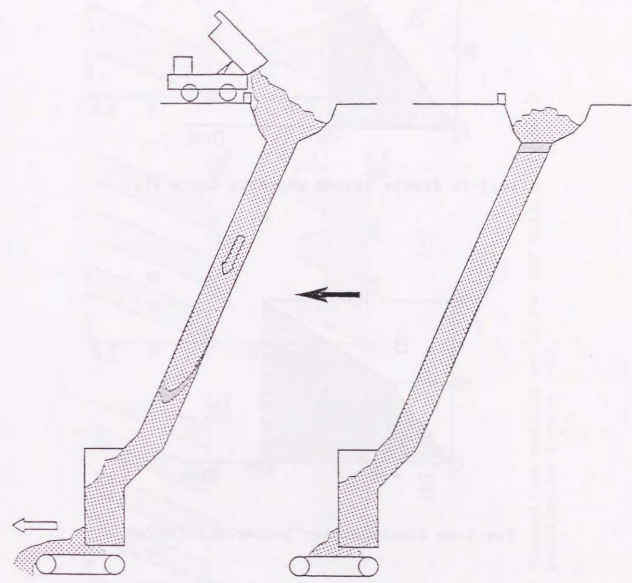


fig.3-7 Schematic diagram of practical mixing property measurement.

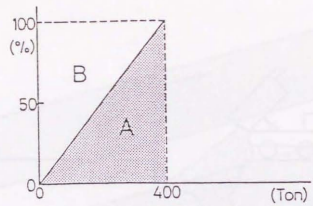


fig.3-8a Simple mixing property curve (1).

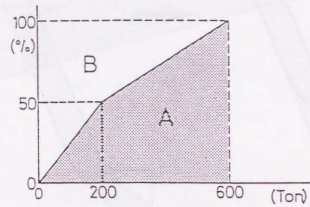


fig.3-8b Simple mixing property curve (2).

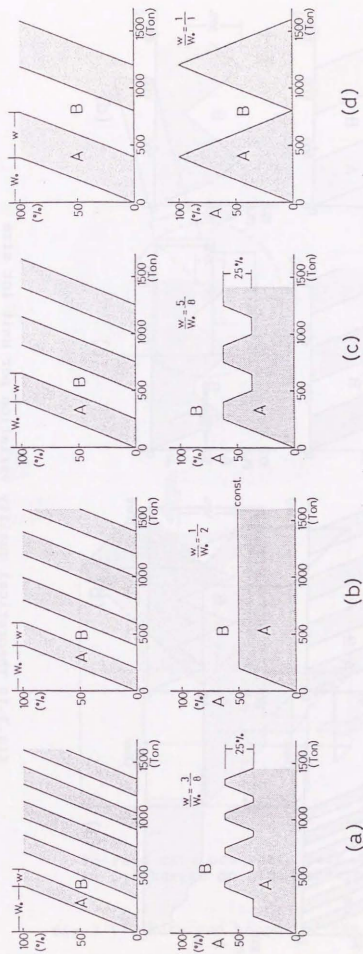


fig.3-9 Theoretical quality variation per unit lot size in relation to figure 3-8a.

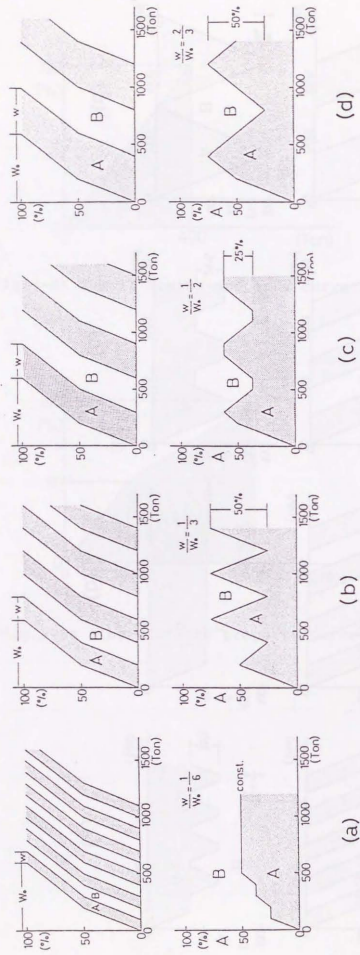
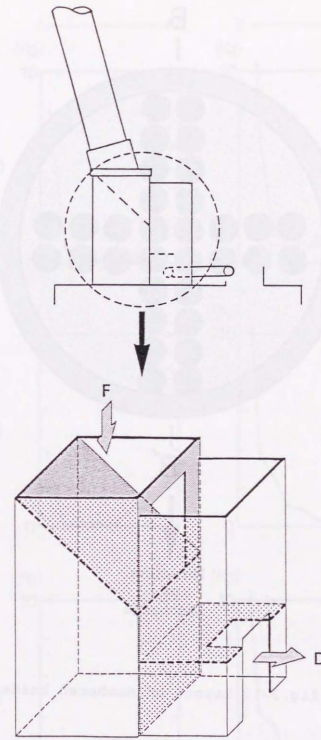


fig.3-10 Theoretical quality variation per unit lot size in relation to figure 3-8b.



F: Feed from ore shaft part  
D: Discharged to mini-conveyor

fig.3-11 Chute and hopper of the scale model.

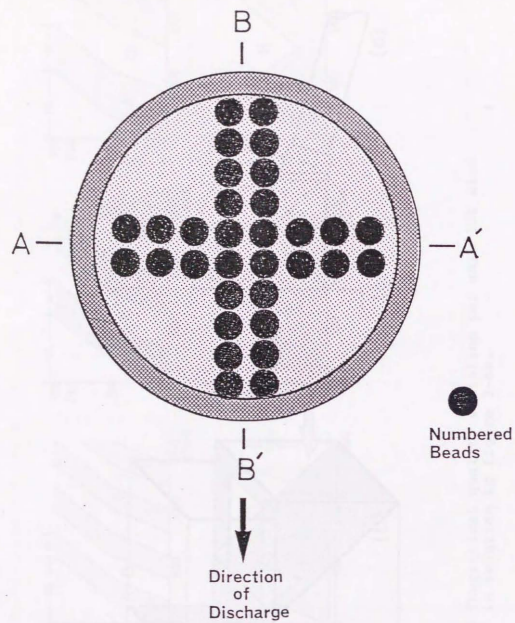


fig.3-12 Layout of numbered beads.

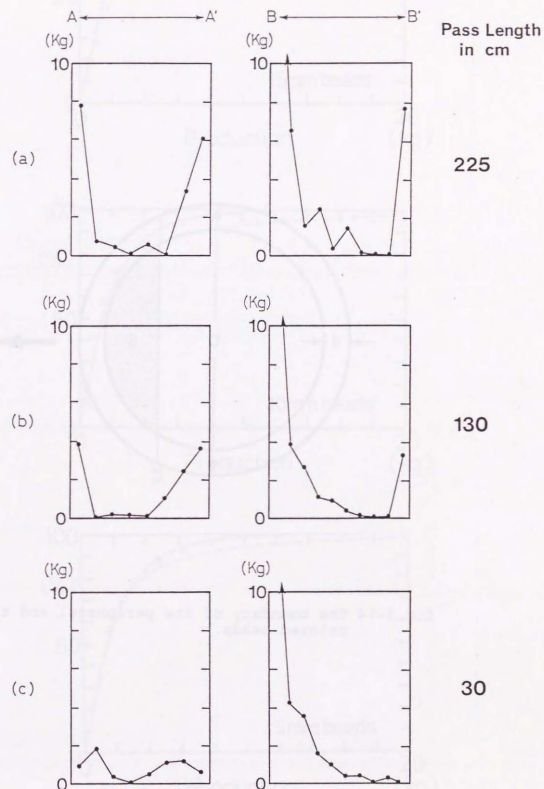


fig.3-13 Relations between the location in the cross-section and the delay in reaching the bottom.

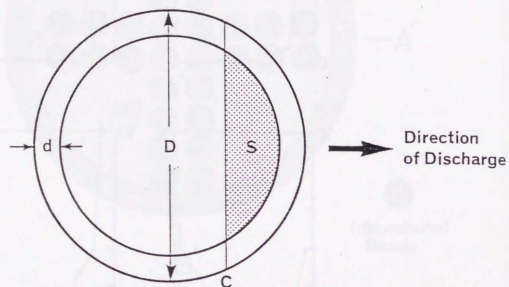
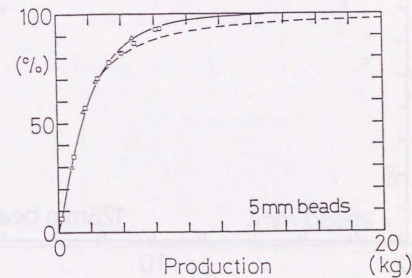
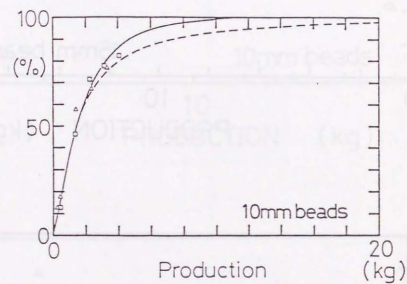
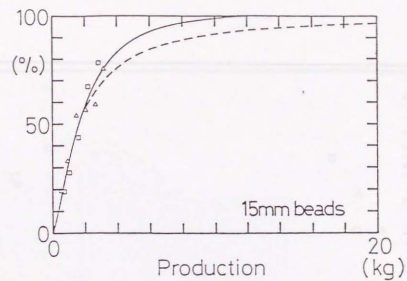


fig.3-14 The boundary of the peripheral and the inner colored beads.



Pass Length in cm  
 ▲ 130  
 □ 225

fig.3-15 Mixing property curves for vertical systems.  
 D=100.2mm

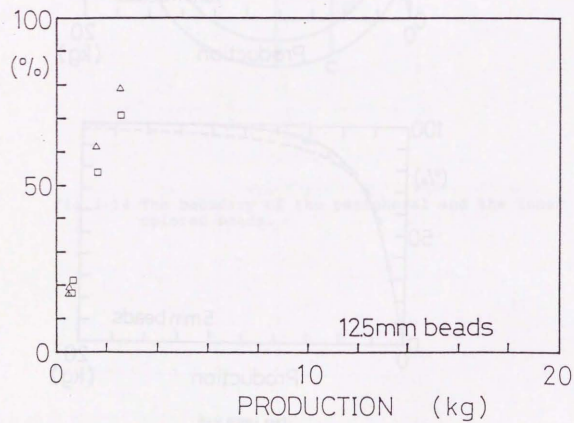
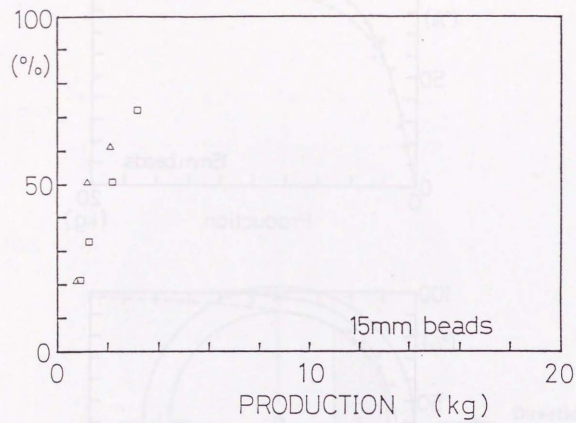


fig.3-16a Mixing property curves for vertical systems.  
D=88.5mm

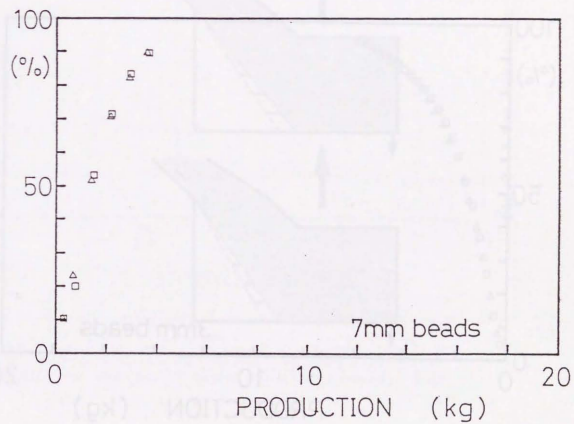
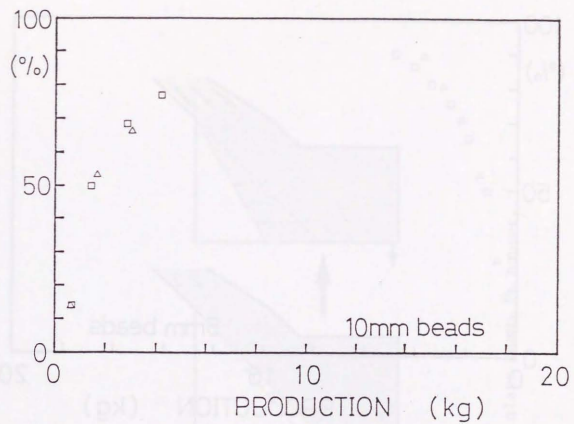


fig.3-16b Mixing property curves for vertical systems.  
D=88.5mm



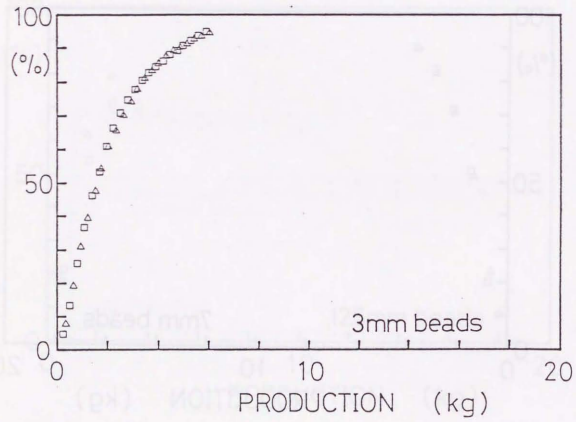
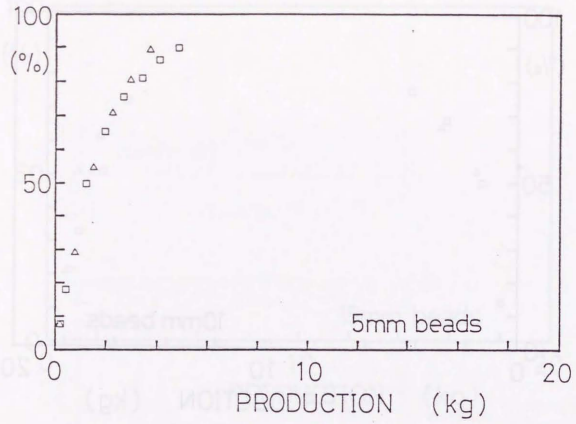


fig.3-16c Mixing property curves for vertical systems.  
D=88.5mm

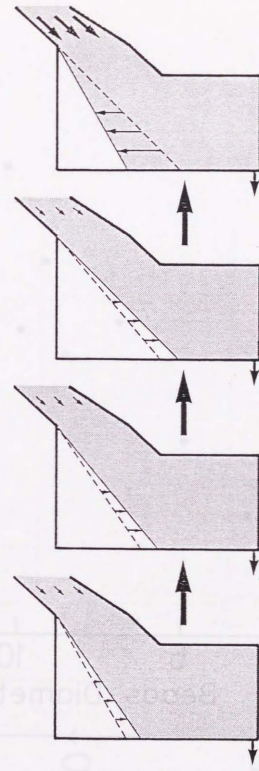


fig.3-17 The behaviour of the glass beads in hopper.

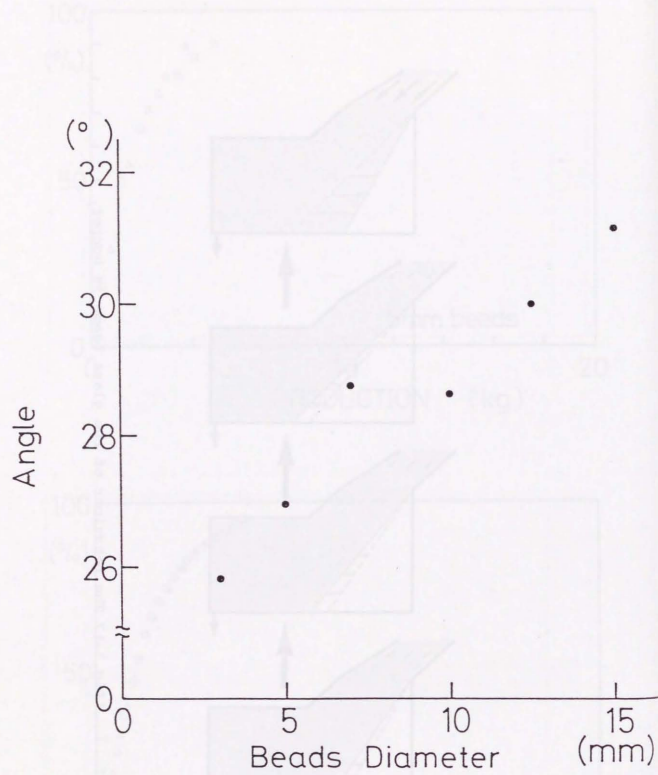


fig.3-18 The relationship between the beads diameter and the presumed maximum angle of repose in hopper.

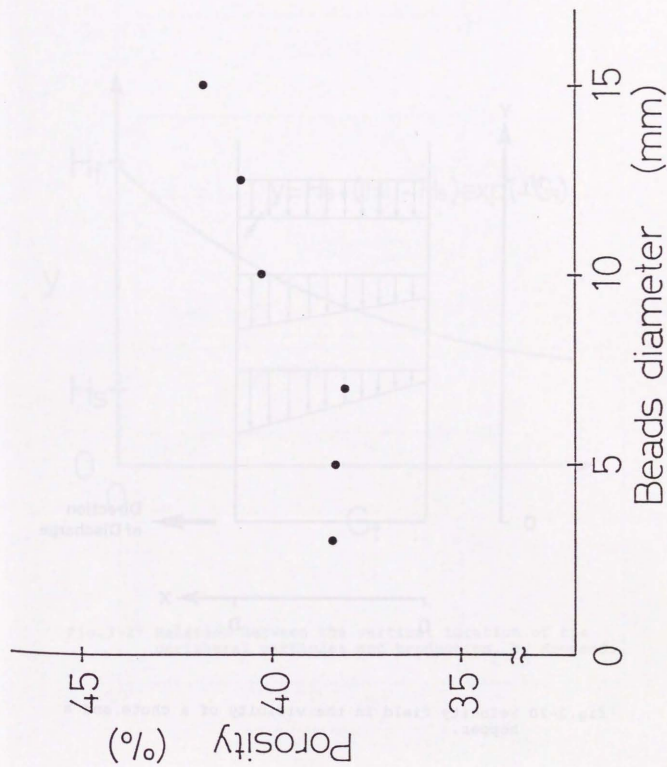


fig.3-19 The relationship between the particle diameter and the void ratio.

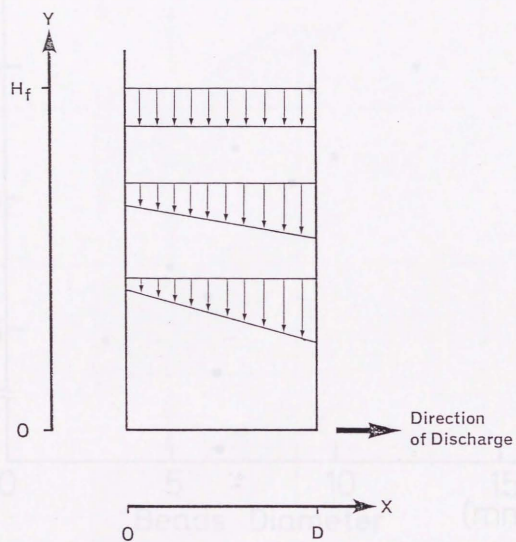


fig.3-20 Velocity field in the vicinity of a chute and a hopper.

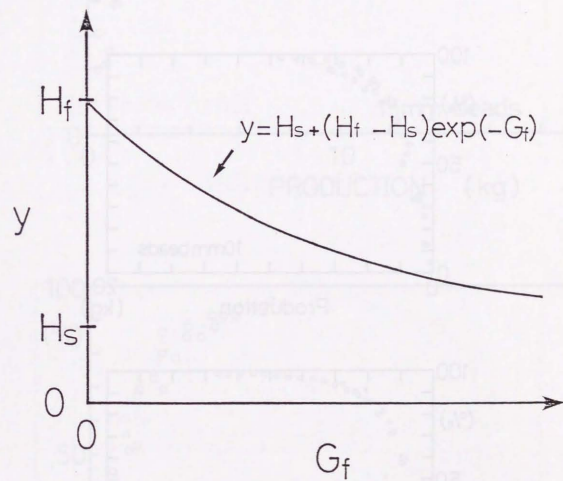
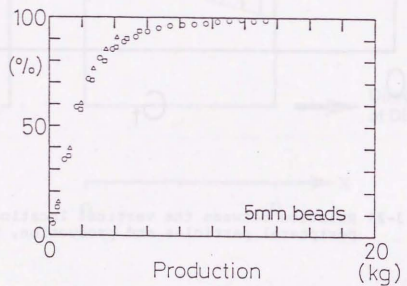
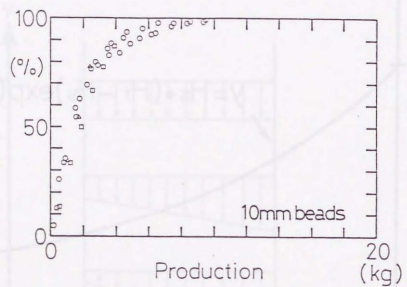
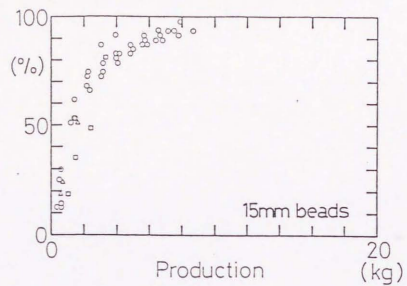


fig.3-21 Relation between the vertical location of the peripheral particles and production, by Novosad.



Pass Length in cm

○ 30

△ 130

□ 225

fig.3-22 Mixing property curves for inclined systems.  
D=100.2mm.

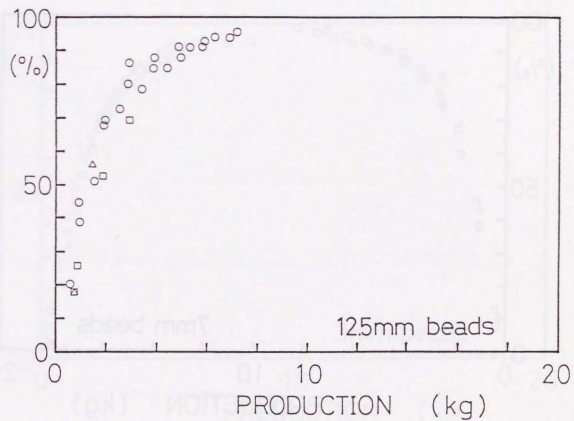
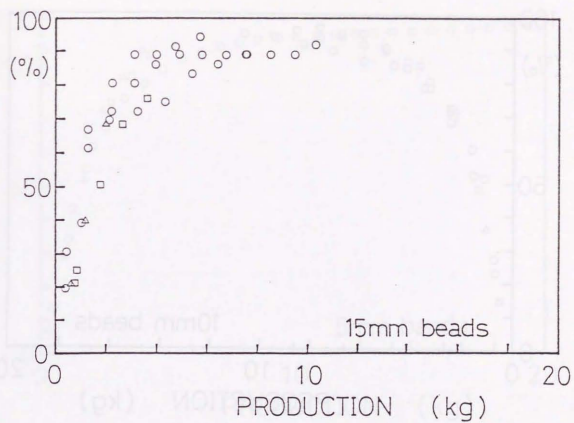


fig.3-23a Mixing property curves for inclined systems.  
D=88.5mm

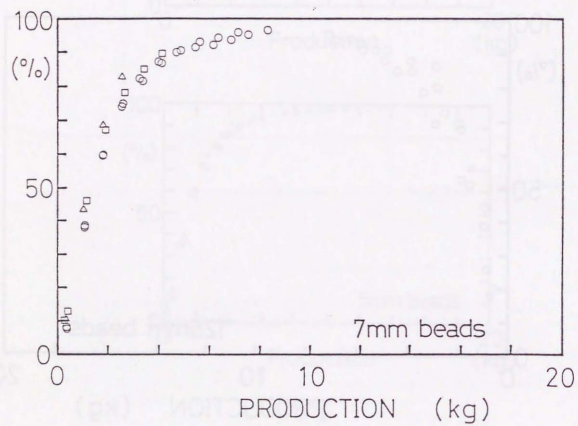
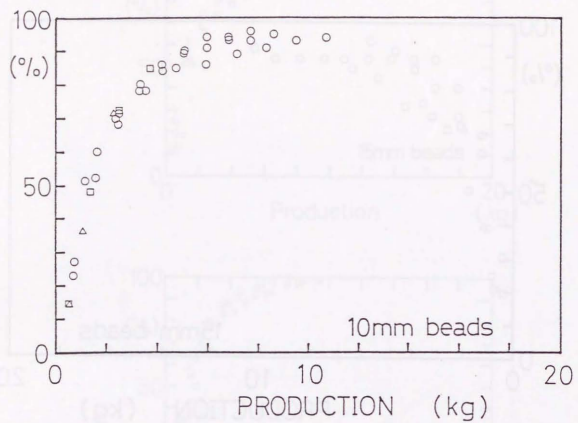


fig.3-23b Mixing property curves for inclined systems.  
D=88.5mm

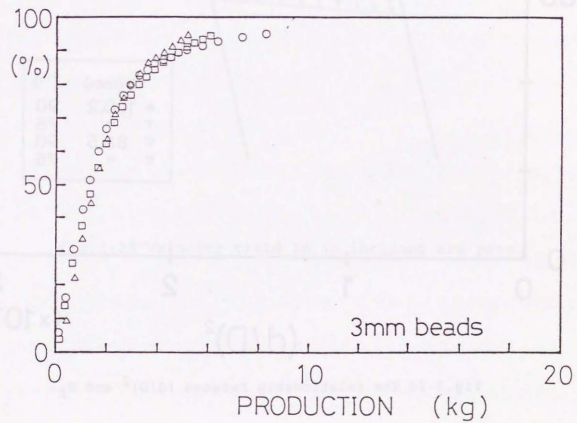
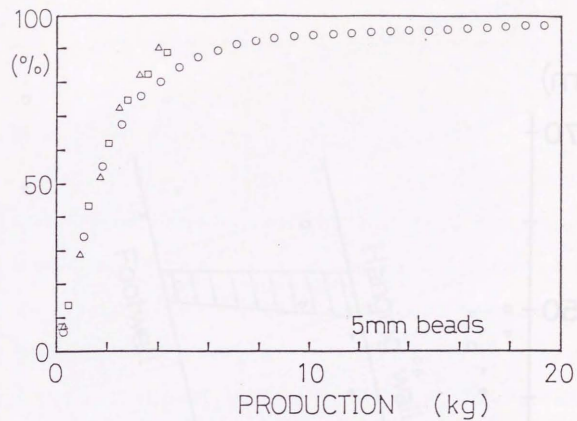


fig.3-23c Mixing property curves for inclined systems.  
D=88.5mm

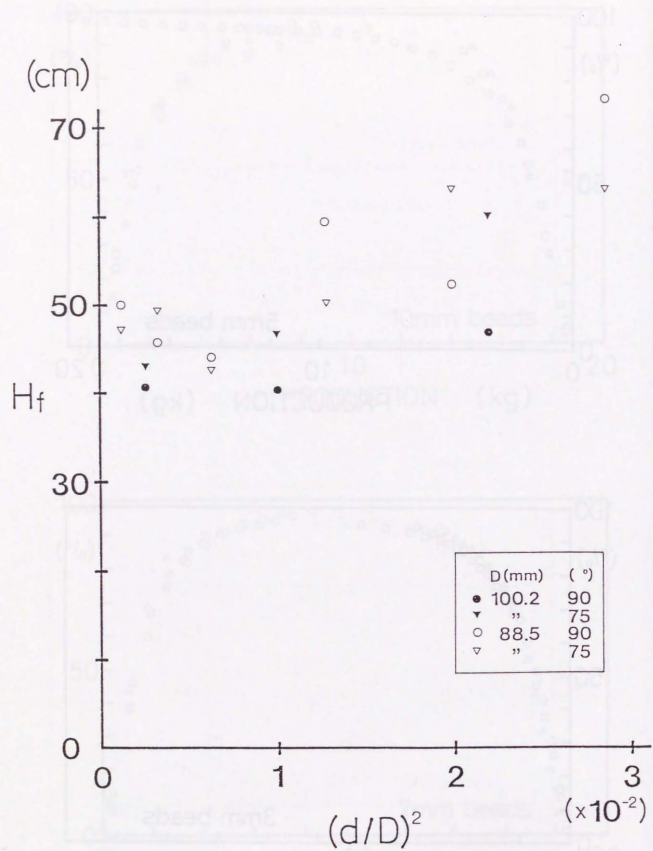


fig.3-24 The relationship between  $(d/D)^2$  and  $H_f$ .

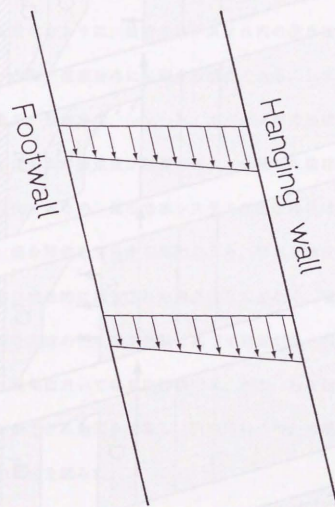


fig.3-25 Velocity field in an inclined ore pass.

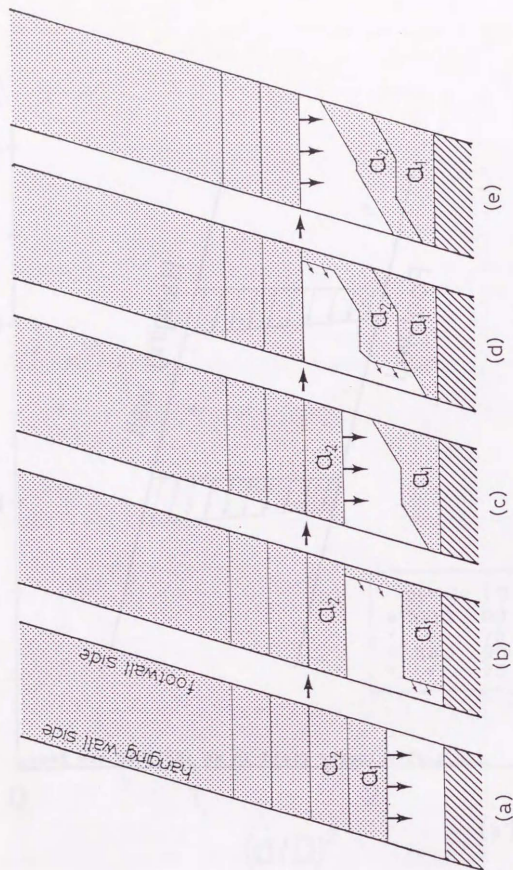


fig. 3-26 Schematic diagram of discontinuous gravity flow in an inclined ore pass.

#### 第4章 石灰石鉱山における鉱石立坑の混合特性

##### 4-1 序論

第3章でも述べたように、鉱石立坑システム内の混合は、主に流動断面内における不均一な降下速度分布に起因する混合である。システム内の降下速度場は立坑部の長さ、傾斜角度、シュート、ホッパー部の形状、立坑下部の小割り室の有無等システムの構造及び粒度分布、水分量等に依存する立坑投入鉱石の物性により変化するため、鉱石立坑システムの混合特性は個々の現場に固有のものである。混合特性を左右する要因のうち、特に立坑投入鉱石の粒度分布については過去に定量的に測定された例がほとんどなく、現場間の比較の際には小割りの必要な大塊の発生率や経験に基づく判定が唯一の手がかりであった。そこで今回、現場において容易に計測でき、かつ、ある程度適切に鉱石の大きさを表すことができる指標を提案し、実際にいくつかの現場において起砕鉱石の粒度分布の測定を試みた。

立坑投入鉱石、あるいは起砕鉱石の粒度分布を定量的に把握することには混合以外の面においても種々のメリットがある。言うまでもなく起砕鉱石の粒度分布は、小割りの必要な大塊の発生率の推定や適正装薬かどうかの判定等、鉱山における発破設計の評価の際の重要な指標となり得る。また、鉱石立坑における立坑詰まりには、後の章で詳しく説明するように、大きく分けてインターロッキングアーチの形成によるものと主に微粒分の物性に依存する粘着性アー