

モンゴル国ツァヴ地域  
資源開発協力基礎調査報告書  
地域開発計画調査

最終報告書

平成8年3月



国際協力事業団  
金属鉱業事業団

鉱業資
GR(4)
96-083

モンゴル国ツァヴ地域  
資源開発協力基礎調査報告書  
地域開発計画調査

最終報告書

平成8年3月

国際協力事業団  
金属鉱業事業団



1127745 (6)

## は し が き

日本国政府はモンゴル国政府の要請に応え、同国ドルノト県東部に位置するツァヴ地域の地域開発調査に関する諸調査を実施することとし、その実施を国際協力事業団に委託した。国際協力事業団は、本調査の内容が地質及び鉱物資源の調査という専門分野に属すことから、この調査の実施を金属鉱業事業団に委託することとした。

本調査は、平成4年度を第1年次とする第4年次にあたり、金属鉱業事業団は15名を編成して平成7年7月18日から平成7年9月6日まで現地に派遣した。

本現地調査は、モンゴル国政府関係機関の協力を得て予定どおり完了した。

本報告書は、第4年次の調査結果及び鉱山開発計画をとりまとめたもので、最終報告書である。

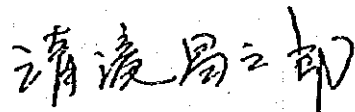
終わりに、本調査の実施にあたってご協力いただいたモンゴル国政府関係機関、並びに外務省、通商産業省、在モンゴル日本国大使館及び関係各位の方々に衷心より感謝の意を表するものである。

平成 8年 2月



国際協力事業団

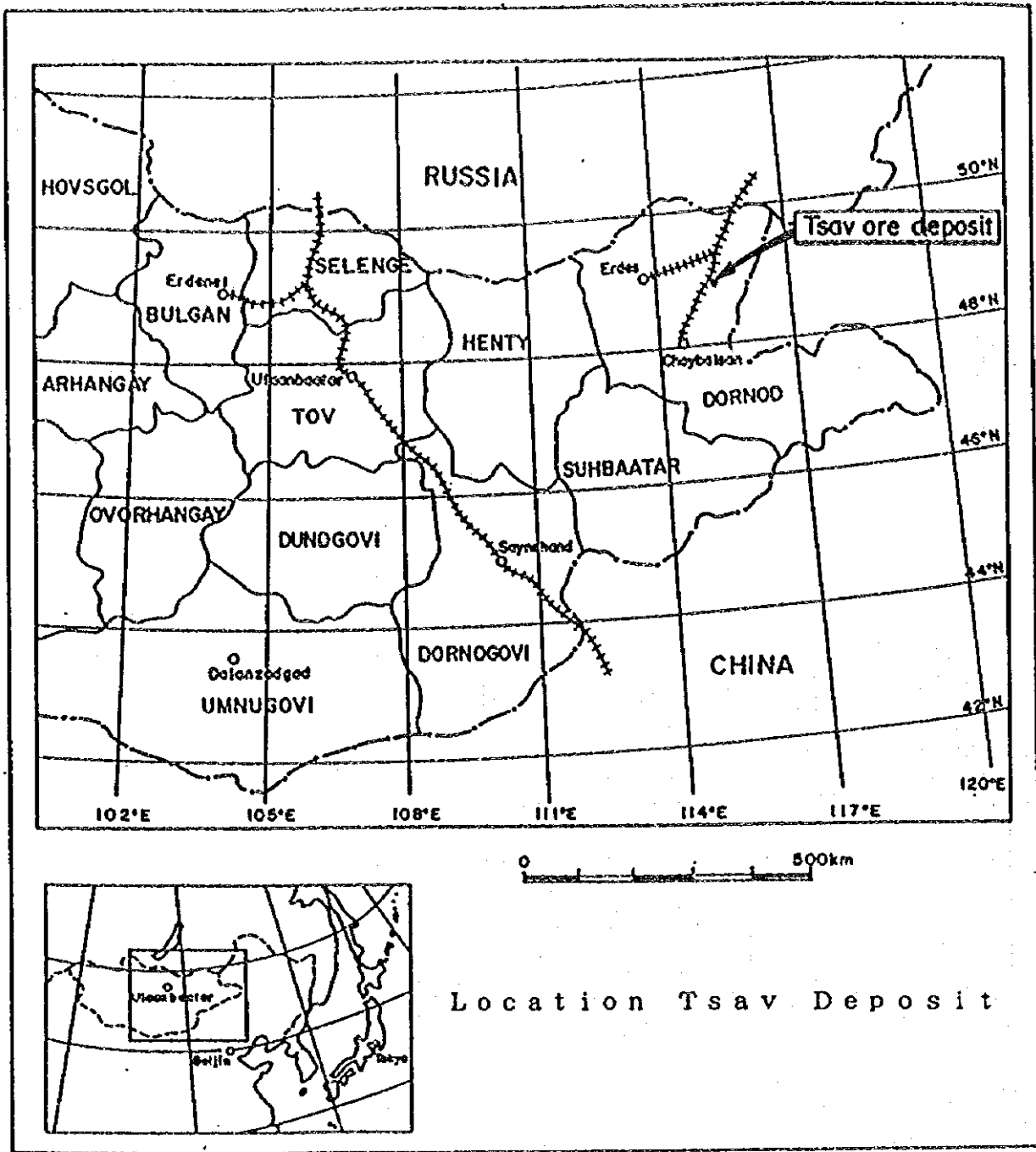
総 裁 藤田 公郎



金属鉱業事業団

理事長 清瀧 昌三郎





Location Tsav Deposit



モンゴル国ツァヴ地域  
資源開発協力基礎調査報告書  
地域開発計画調査

目 次

ページ

はしがき

調査地域位置図

目次

図表一覧表

要約

I. 調査概要	1
1. 調査の目的と経緯	1
1. 1 調査の目的	1
1. 2 経緯	1
2. 調査対象地域	2
2. 1 位置・交通	2
2. 2 地形	2
2. 3 植生・気候	2
2. 4 地質概要	3
3. 本年度の調査概要	5
3. 1 調査目的	5
3. 2 調査内容	5
3. 3 作業形態及び宿舎	6
3. 4 調査員	7
3. 5 調査工程	9
II. 調査実施状況	11
1. 坑道調査	11
1. 1 実施位置	11
1. 2 調査方法	11
1. 2. 1 掘削延長その他	11



1. 2. 2	坑道仕様	12
1. 2. 3	主要機械	13
1. 3	坑道別掘削作業概要	14
1. 3. 1	水平坑道	14
1. 3. 2	第5ずり置き場	14
2.	ボーリング調査	15
2. 1	実施位置	15
2. 2	調査方法	15
2. 2. 1	掘削延長その他	15
2. 2. 2	工法	16
2. 2. 3	主要機械	16
2. 2. 4	コアの保存	18
2. 2. 5	ボーリング用水	18
2. 3	ボーリング孔別掘進作業概要	18
2. 3. 1	MJMT-15 孔	18
2. 3. 2	MJMT-16 孔	18
2. 3. 3	MJMT-17 孔	19
2. 3. 4	MJMT-18 孔	19
2. 3. 5	MJMT-19 孔	20
2. 3. 6	MJMT-20 孔	20
2. 3. 7	MJMT-21 孔	20
2. 3. 8	MJMT-22 孔	21
2. 3. 9	MJMT-23 孔	21
2. 3. 10	MJMT-24 孔	21
2. 3. 11	MJMT-25 孔	22
2. 3. 12	MJMT-26 孔	22
2. 3. 13	MJMT-27 孔	23
2. 3. 14	MJMT-28 孔	23
3.	調査結果	24
3. 1	坑道調査	24
3. 1. 1	北向坑道	24
3. 1. 2	第5ずり置き場	33
3. 2	ボーリング調査	33
3. 2. 1	MJMT-15 孔	34
3. 2. 2	MJMT-16 孔	35
3. 2. 3	MJMT-17 孔	35
3. 2. 4	MJMT-18 孔	35
3. 2. 5	MJMT-19 孔	35
3. 2. 6	MJMT-20 孔	36
3. 2. 7	MJMT-21 孔	36

3. 2. 8	MJMT-22孔	37
3. 2. 9	MJMT-23孔	37
3. 2. 10	MJMT-24孔	37
3. 2. 11	MJMT-25孔	38
3. 2. 12	MJMT-26孔	38
3. 2. 13	MJMT-27孔	38
3. 2. 14	MJMT-28孔	39
4.	鉱量計算	40
4. 1	鉱体の連続性	40
4. 2	確定鉱量	40
4. 3	推定・予想鉱量	40
4. 4	計算結果	43
5.	調査結果のまとめ	45
5. 1	地質	45
5. 2	変質作用	46
5. 3	鉱化作用	46
5. 4	埋蔵鉱量	47
5. 5	坑道調査	48
III.	選鉱試験	51
1.	目的	51
2.	試験内容	51
2. 1	試料調整	51
2. 2	原鉱物性測定・分析	51
2. 2. 1	発光分光分析	52
2. 2. 2	主成分化学分析	52
2. 2. 3	真比重	53
2. 2. 4	粉碎仕事指数	54
2. 2. 5	顕微鏡観察	55
2. 3	浮遊選鉱試験	62
2. 3. 1	粉碎試験	62
2. 3. 2	粒度別浮選試験	64
2. 3. 3	予察浮選試験	70
2. 3. 4	基礎浮選試験	75
2. 3. 5	総合浮選試験	83
2. 3. 6	精鉱および廃さいの沈降試験	89
2. 4	総合フローシート選定	93
2. 5	選鉱操業成績見込	97

IV. 鉱山開発計画調査	99
1. 採鉱計画	99
1. 1 概要	99
1. 1. 1 採鉱法の選択	99
1. 1. 2 計画基本数値	99
1. 1. 3 坑内骨格構造	99
1. 1. 4 通気坑井および充填坑井	103
1. 2 操業計画	104
1. 2. 1 探開坑	104
1. 2. 2 採掘	104
1. 2. 3 穿孔と発破	111
1. 2. 4 運搬	111
1. 2. 5 充填および支保	111
1. 3 設備計画	112
1. 3. 1 圧気	112
1. 3. 2 通気	112
1. 3. 3 給排水	113
1. 3. 4 その他の付帯施設	113
1. 4 主要機械設備	114
2. 選鉱計画	115
2. 1 選鉱場	115
2. 1. 1 概要	115
2. 1. 2 設計基準	115
2. 1. 3 選鉱工程	122
2. 1. 4 付帯施設	125
2. 2 廃さい処理施設	127
2. 2. 1 濃縮設備	127
2. 2. 2 廃さい堆積場	127
3. その他の計画	130
3. 1 受配電設備	130
3. 1. 1 概要	130
3. 1. 2 需要電力	130
3. 1. 3 受配電設備	130
3. 1. 4 電力単価の比較	131
3. 2 通信設備	131
3. 3 用水供給設備	132
3. 4 修理工場	132
3. 5 付帯施設および共用車輛	132
3. 5. 1 事務所及び宿舍	132
3. 5. 2 共用車両及び他施設	132

3. 6	精鉱運搬	133
3. 6. 1	貯鉱場	133
3. 6. 2	精鉱輸送ルート	133
4.	生産計画と人員	134
4. 1	生産計画	134
4. 2	人員計画	135
5.	環境調査	139
5. 1	概要	139
5. 2	土壌	139
5. 3	地下水	140
6.	収入計画	143
6. 1	精鉱の品代	143
6. 1. 1	推定の基礎	143
6. 2	収入	143
7.	起業費、追加投資・更新費及び操業費	147
7. 1	起業費見込み	147
7. 1. 1	推定基礎	147
7. 1. 2	総括	148
7. 2	追加投資及び更新費見込み	148
7. 3	操業費見込み	148
7. 3. 1	推定の基礎	148
7. 3. 2	総括	149
8.	財務評価	151
8. 1	内部財務収益率	151
8. 1. 1	資金計画	151
8. 1. 2	資金収支と内部財務収益率	152
9.	経済評価	159
9. 1	財務費用から経済費用への移行	159
9. 1. 1	移転費用の調整	159
9. 1. 2	機会費用の算定	159
9. 1. 3	為替レートの修正	160
9. 1. 4	公共施設の費用	160
9. 2	内部経済収益率	160
10.	感度分析	167
10. 1	財務評価の感度分析	167
10. 2	経済評価の感度分析	168
11.	結論及び将来の展望	169
11. 1	総合評価の結論	169
11. 1. 1	鉱山投資の妥当性	169
11. 1. 2	政策的提案	170
11. 2	将来の展望	171

V. 巻末資料

VI. 添付図

## 圖表一覽表

### Figures

- Fig. 1 Geological Sketch of the Tunnels(1)
- Fig. 2 Geological Sketch of the Tunnels(2)
- Fig. 3 Geological Sketch of the Tunnels(3)
- Fig. 4 Geological Map of the Level 750m
- Fig. 5 Geological Profiles of the Drillings
- Fig. 6 Result in Tsav
- Fig. 7 Size Distribution of Weight and Metal Elements(Milling time: 0 min)
- Fig. 8 Size Distribution of Weight and Metal Elements(Milling time: 3 min)
- Fig. 9 Size Distribution of Weight and Metal Elements(Milling time: 5 min)
- Fig. 10 Size Distribution of Weight and Metal Elements(Milling time: 10 min)
- Fig. 11 Flotation test Flow sheet for Grain size(Bulk Flotation)
- Fig. 12 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements  
(Flotation Time: 0 ~2 min)
- Fig. 13 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements  
(Flotation Time: 0 ~6 min)
- Fig. 14 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements  
(Flotation Time: 0 ~15 min)
- Fig. 15 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements(Total Product)
- Fig. 16 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements(+65 mesh product)
- Fig. 17 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements(+100 mesh product)
- Fig. 18 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements(+150 mesh product)
- Fig. 19 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements(+200 mesh product)
- Fig. 20 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements(+270 mesh product)
- Fig. 21 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements(+325 mesh product)
- Fig. 22 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements(-325 mesh product)
- Fig. 23 Particle Flotation Ratio of Main Components Metal Elements  
(with and without active Activater, Total Product)
- Fig. 24 Preliminary Flotation Test Flow sheet(Bulk Differential Flotation)
- Fig. 25 Variance analysis result
- Fig. 26 Preliminary Flotation Test Flow sheet(Straight Differential Flotation)
- Fig. 27 Variance analysis results
- Fig. 28 Basic Test Flow sheet(Bulk Flotation)
- Fig. 29 Basic Test Flow sheet(Differential Flotation)
- Fig. 30 Variance analysis results
- Fig. 31 Basic Test Flow sheet(Pb Flotation in Straight Differential Flotation)
- Fig. 32 Variance analysis results

- Fig. 33 Basic Test Flow sheet(Zn Flotation In Straight Differential Flotation)  
 Fig. 34 Final Test Flow sheet(Bulk Differential Flotation)  
 Fig. 35 Final Test Flow sheet(Straight differential flotation)  
 Fig. 36 Height of Interface and Density of Sediments(Tailing)  
 Fig. 37 Height of Interface and Density of Sediments(Pb-Conc.)  
 Fig. 38 Height of Interface and Density of Sediments(Zn-Conc.)  
 Fig. 39 Optimum Flotation Process Flow sheet  
 Fig. 40 Development Plan of No. 4 Vein  
 Fig. 41 Stage Blasting Method  
 Fig. 42 Mechanized Cut & Fill Method  
 Fig. 43 Ramp in Stopping  
 Fig. 44 Filled Rill Stopping  
 Fig. 45 Layout of Mineral Dressing Plant  
 Fig. 46 Water Balance of Mineral Dressing Plant  
 Fig. 47 Process Flowsheet  
 Fig. 48 Tailing Pond Plan  
 Fig. 49 Organization of Operation

表

- 第 1 表 月別気温及び降水量 (エルデス気象観測所)  
 第 2 表 調査工程予定表  
 第 3 表 坑道掘削延長表  
 第 4 表 坑道調査主要機械  
 第 5 表 ボーリング調査掘進延長表  
 第 6 表 坑外ボーリング調査主要機械  
 第 7 表 坑内ボーリング調査主要機械  
 第 8 表 坑道の鉱化帯一覧  
 第 9 表 ボーリングの鉱化帯一覧  
 第 10 表 鉱量計算結果総括表  
 第 11 表 選鉱試験試料のための混合比率表  
 第 12 表 原鉱の発光分光分析結果  
 第 13 表 原鉱の主成分化学分析結果  
 第 14 表 原鉱の蛍光 X 線分析結果  
 第 15 表 原鉱、鉛精鉱、亜鉛精鉱、尾鉱の真比重測定結果  
 第 16 表 粉碎仕事指数測定結果  
 第 17 表 硫外鉛の化学分析結果  
 第 18 表 X 線回折分析結果一覧表  
 第 19 表 予察試験の L。実験計画条件表 (総合分離浮選)  
 第 20 表 予察試験の L。実験計画条件表 (直接優先浮選)  
 第 21 表 基礎試験の L。実験計画条件表 (総合浮選)

第22表	基礎試験のL <sub>9</sub> 実験計画条件表(分離浮選)
第23表	基礎試験のL <sub>9</sub> 実験計画条件表(Pb浮選)
第24表	基礎試験のL <sub>9</sub> 実験計画条件表(Zn浮選)
第25表	総合浮選試験結果(総合分離浮選)
第26表	総合浮選試験結果(直接優先浮選)
第27表	各産物の沈降速度測定結果
第28表	想定される各シックナーの上澄水の水質分析
第29表	選鉱操業成績見込
第30表	鉱量計算と可採粗鉱量表
第31表	堆積場の概要
第32表	選鉱操業成績
第33表	ツァヴ鉱山周辺環境調査(土壌分析)
第34表	ツァヴ鉱山周辺環境調査(水質分析)
第35表	ツァヴ鉱山周辺環境調査(水質測定)
第36表	生産、収入計画
第37表	部門別起業費と原価償却費
第38表	直接操業費
第39表	損益計算書・資金収支・内部財務収益率
第40表	損益計算書・資金収支・内部経済収益率
第41表	直接操業費(経済分析)
第42表	部門別起業費と原価償却費(経済分析)
第43表	財務評価の感度分析表
第44表	経済評価の感度分析表

## 巻末資料

		ページ
資料 1	坑道調査工程総括表	1
資料 2	坑道調査総括表	2
資料 3	掘削作業所要日数内訳表	3
資料 4	坑道別工程総括表	4
資料 5	坑道調査消耗品使用明細表	5
資料 6	ボーリング調査工程総括表	6
資料 7	掘進作業所要日数内訳表	7
資料 8	ボーリング孔別工程総括表	9
資料 9	ボーリング調査消耗品使用明細表	11
資料 10	坑道試料採取位置図	13
資料 11	坑道の鉱石成分分析結果一覧表	17
資料 12	コア一柱状図	21

資料13	ボーリングの鉱石成分分析結果一覧表	37
資料14	岩石薄片観察結果	43
資料15	岩石薄片顕微鏡写真	47
資料16	鉱石研磨片観察結果	55
資料17	鉱石研磨片顕微鏡写真	59
資料18	鉱画計算の詳細及び鉱画図	65
資料19	顕微鏡観察結果一覧表	100
資料20	顕微鏡写真	101
資料21	EPM面分析結果	127
資料22	X線チャート	139
資料23	粉砕試験結果	149
資料24	粒度別浮選試験結果(活性剤有)	151
資料25	粒度別浮選試験結果(活性剤無)	153
資料26	予察浮選試験結果(総合分離浮選)	155
資料27	予察浮選試験結果(直接優先浮選)	156
資料28	基礎浮選試験結果(総合浮選)	157
資料29	基礎浮選試験結果(分離浮選)	158
資料30	基礎浮選試験結果(Pb浮選)	159
資料31	基礎浮選試験結果(Zn浮選)	160
資料32	選鉱試験使用機器一覧表	161
	全コアの写真	
	作業状況写真	

### 別添図

		Scale
PL-1	95年度調査計画図	1:1,000
PL-2	95年度坑道・ボーリング調査進捗図	1:1,000
PL-3	坑道断面計画図	1:50
PL-4	(1)~(3) 坑道スケッチ	1:200
PL-5	750m準地質図	1:500
PL-6	地表ボーリング断面図	
PL-7	廃さい堆積場位置図	1:10,000
PL-8	廃さい堆積場縦断面図	1:100
PL-9	廃さい堆積場各種水路図	1:30
PL-10	鉱山施設全体配置図	1:1,000





## 要 約

本報告書は、モンゴル国ツァヴ地域において、95年度に実施された現地調査報告と92年度から95年度にわたって実施された現地報告書に基づき、ツァヴ鉱床の開発可能性について予備的検討を行った結果を取りまとめたものである。その結論は以下の通りである。

### (1) ツァヴ鉱床の鉱量計算結果

確定・推定・予想鉱量合計 1,544,627t、品位 Au 1.5g/t、Ag 263g/t、Pb 6.84%、Zn 4.01%、Cu 0.23% (Au、Cu 品位については確定・推定の平均品位) となった。

### (2) ツァヴ鉱床の可採相鉱量計算結果

確定・推定・予想鉱量合計 332,464t、品位 Au 1.2g/t、Ag 161g/t、Pb 6.37%、Zn 2.94%、Cu 0.22% (Au、Cu 品位については確定・推定の平均品位) となった。この場合の平均可採率、平均ずり混入率はそれぞれ 18%、21%である。この平均可採率が低いのはツァヴ鉱床群は細脈であり、非常に深部に賦存するため、当面の採掘対象域を4号脈については海拔 639m 準以上、その他の鉱体については地表下 100m としたことによる。

### (3) 選鉱方式について

直接優先浮選と総合分離浮選を検討したが、亜鉛鉱の一部に酸化銅鉱を含むため、鉛と亜鉛の分離時の亜鉛の抑制が難しく、総合分離浮選が有利であるとの結論を得た。

### (4) 精鉱の種類

精鉱として、鉛、亜鉛精鉱に分離し、あるいは鉛亜鉛混合精鉱にて出荷するかを検討したが、鉛、亜鉛精鉱に分離して出荷した方が有利であった。

### (5) 総合評価の結論

1) 内部財務収益率は、本試算の条件では-3.0%であり、民間企業にとっては、借入れ資金に依存して本プロジェクトを推進していくことは困難である。

2) 内部経済収益率は8.3%であるが、これは国家的見地で、本プロジェクトを推進すべきか、微妙な数字である。本調査では鉱山稼行の収支に重点を置いたため、経済評価における社会的便益、電力施設の普及や道路の整備などによる間接的な地域開発効果や他産業(土木建設業、鉄工所、機械修理、輸送業、牧畜等)への波及効果は数量的に算

定していない。これらの効果を考慮に入れば、本プロジェクトの経済評価（内部収益率）はこれ以上の水準を示すと思われる。

3) 結局、ツァヴ鉱山開発プロジェクトの妥当性、すなわち総合的な評価は有効な政策を採用することにより、財務評価を向上させることができるかどうかにかかっている。つまり、無償援助の取り付け、低金利による融資、税制の優遇等の条件が満足されなければ、鉱山投資の現実的妥当性は小さいという結論が導かれる。

#### (6) 将来の展望

ツァヴ鉱床の開発可能性について予備的検討を行った結果、現段階では獲得鉱量の不足および鉱床規模が小さいため、生産量を増やし、スケールメリットが享受出来ないので、投資金額の割には、売上げが増えず、今直ぐ開発に踏みきれぬプロジェクトとは言えない。

しかし、ドルノト県のツァヴ周辺には Ulaan, Bajan-Uul等有望な鉱床も多く、一度ツァヴ鉱山が建設されれば、それらも衛星鉱山として活発に動き出すことも考えられ、処理鉱量の増大も期待できるであろう。さらに、それらに対し、探鉱、採鉱、操業技術等で指導的役割を果たすことも可能であろう。したがって、今後、ツァヴ周辺鉱床の探鉱およびこれらによって得られた鉱石試料により混合処理の可否についても検討されることが望ましい。

本鉱山開発プロジェクトは、モンゴル国には坑内掘り鉱山が無く、鉱山開発のモデル的な性格も考えられ、かつ、全体の投資額もそれ程大きくはない。したがって、上述の周辺鉱床の探鉱、選鉱試験等を実施し、その調査の結果、本格的F/S調査を実施すべきかどうかを判断することが妥当であろう。

## 1. 調査概要



## I. 調査概要

### 1. 調査の目的と経緯

#### 1. 1 調査の目的

ツァヴ鉱床の調査の最も進んでいる第4号脈を対象に、深度180m以浅（海拔630m）で、坑道調査（地表からの斜坑、-60m準水平坑道（海拔750m））およびボーリング調査（坑内外）を実施し、同鉱脈の鉱況を詳細に把握することにより、また、これらの作業により得られた鉱石で選鉱試験を実施して、鉱山開発計画を策定する。

また、これらの作業および日本での研修を通じ掘削、採鉱、機械管理等の技術移転を行う。

#### 1. 2 経緯

モンゴル国は各種金属鉱物資源の賦存ポテンシャルが高く、現在、銅、モリブデン、タングステン、錫、螢石等が生産されている。今後資源開発が推進されれば、将来我国にとって、需要が逼迫すると予想される銅、鉛、亜鉛等の重要な供給国となることが期待される。

また、同国においては、1987年以降経済体制改革が進められているが、旧ソ連及び東欧諸国の技術協力による資源開発事業の規模が大幅に縮小したため、同国にとって重要な外貨獲得源として期待されている鉱物資源産業の発展が停滞し始めている。この状況のもと、同国ドルノト県東北部に位置するツァヴ鉱床は今後集中的な調査を行なうことより、商業生産可能な鉱山となる可能性が高い。この開発にモンゴル国政府は強い熱意を示し、1991年2月に我が国に対し「東部地域の多金属鉱床（ツァヴ及びオラーン）」の開発調査に関する技術協力の要請を行った。

モンゴル国における新規鉱山の開発は同国の経済発展に多大な効果をもたらすことが期待され、また、我が国にとっては金属鉱物資源の安定供給源の増加という観点から積極的に支援を行なう必要があるとの見解に立ち、本調査が実施されることとなった。

## 2. 調査対象地域

### 2. 1 位置・交通

ツァヴ鉱床は、モンゴル国東部のドルノト県チョイバルサン郡ソモン地域にあり、県都チョイバルサン市の北東約 130 km に位置している（調査位置図参照）。1989年に最初の調査が実施されたツァヴ鉱床を含む面積約 45 km<sup>2</sup> の範囲は、北緯 48° 50′ ~ 49° 00′、東経 115° 15′ ~ 115° 30′ の図版内にあり、面積約 12 km<sup>2</sup> の鉱床中心の座標は、北緯 48° 55′ 40″、東経 115° 20′ 33″ である。

ツァヴ鉱床の西 5 km には、シベリア鉄道ボルジャ駅から国境を越えチョイバルサンに向かって南下する幹線鉄道が通っており、同鉱床より最寄りのハビルガ駅までの距離は約 17 km である。

チョイバルサンとツァヴ鉱床間の草原には、年間を通じて車輛の通行が可能な無舗装道路があり、車で約 3時間の行程である。また、ツァヴ鉱床の東南東約 50 km の中国自治区との国境には、1992年 7月に新たにハビルガ税関（中国側名称35・黒山頭税関）が開設され、同年 7月から3ヶ月毎に、月の前半15日間に限って通関業務が行われている。ツァヴ鉱床より同税関までは無舗装道路を車で約 1時間半の行程である。

### 2. 2 地形

ツァヴ鉱床地域の地形は、緩やかで長い丘陵地と沼沢地を含む平野とが交互に続く様相を呈し、ツァヴ鉱床付近では、勾配が 5 ~ 10° を越えない平坦で緩やかな丘陵地となっている。この丘陵地の頂部の海拔標高は +825 m で、尾根と谷の低部との標高差は 50 ~ 80 m である。

### 2. 3 植生・気候

ツァヴ鉱床一帯の植生は、各種のイネ科の植物からなるステップで、樹木類は存在しない。最寄りの森林地帯は本地区の北西約 150 km に見られる。

気候は典型的な大陸性乾燥気候を特徴とし、気温・気圧の日変化及び年変化は著しい。冬は厳寒無風の日が多く降水量は少ない。積雪量は通常 80 ~ 150 mmをこえない。春は気温の日変化が激しく、空気が乾燥し、風がつよく、砂嵐を特徴とする。夏は短く温暖で、7~8月に年間降水量の 70 % が降る。秋は雲の少ない日が圧倒的に多く、日中と夜間の温度差が著しい。主要な風向は北西及び西であり、平均風速は 3 ~ 5 m/sec、最大風速は 20 ~ 25 m/sec に達する。年平均気温は約 0 °C、最低気温は -37.5 °C (1987年)、最高気温は

+37.5℃ (1982年)である。年平均降水量は、チョイバルサン市気象観測所のデータによれば 244 mm、エルデス町 (マルダイ鉱山) 気象観測所によれば 402mm である。次表に気温及び降水量の月別分布 (エルデス気象観測所) を示す。

月	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
温度 (℃)	-20	-18	-8	0	+11	+16	+18	+16	+9	+1	-10	-17
降水量 (mm)	3	2	4	11	15	51	91	117	36	3	7	3

第1表 月別気温及び降水量 (エルデス気象観測所)

冬期の地盤凍結深度は 2.4 ~ 4.2 m で、6月末には完全に消える。永久凍土は存在しない。ツァヴ鉱床地域には連続性の湧泉や水流はない。

#### 2. 4 地質概要

ツァヴ地域は、原生代後期～古生代前期の下部地質構造单元と、中生代後期の上部地質单元で構成される。

下部地質構造单元は上部原生代サルヒト (Salkhit) 統の変成岩類および古生代前期の花崗岩類より成り、調査地域の北部～北東部に分布する。サルヒト統の変成岩類は、千枚岩、準片岩、結晶片岩、片麻岩、石灰岩、珪岩より成り、層厚は1,500mに達する。花崗岩類は中～粗粒の斑状黒雲母花崗岩～花崗閃緑岩より成る。調査地域では岩相変化は比較的大きく、縞状構造～片麻状構造を特徴とする。

上部地質構造单元は中～上部ジュラ紀の火山岩類から成るツァヴ (Tsav) 統およびジュラ紀後期の貫入岩類より成る。ツァヴ統の火山岩類はディサイト～安山岩質の熔岩～火砕岩を主体とし流紋岩および玄武岩を伴う。時には凝灰質礫岩、砂岩およびシルト岩を狭在する。西部地域ではほぼ南北の、中央部から東部にかけては、北西-南東方向の伸長をもって分布する。層厚は東部で薄く、西部で肥大し、最大700m以上が確認されている。ジュラ紀後期の貫入岩類は、花崗閃緑岩を主体とし、花崗斑岩、閃長斑岩、モンゾニ閃緑斑岩、安山岩、ひん岩等の岩脈類を伴う。



本地域の地質構造は北西-南東方向の広域構造（ツァヴ断裂帯）に支配される。ツァヴ断裂帯は、北西-南東～西北西-東南東の屈曲を繰り返し、全体として北西-南東の伸長を示す。ツァヴ鉱床地域における断裂構造は、北部域では北西-南東方向、南部域は西北西-東南東方向を示しており、広域構造の屈曲点に位置するとみなせる。更に、これらの広域構造を切って、北東-南西方向の断裂が認められる。

ツァヴ鉱床はツァヴ断裂帯に形成された割れ目を交代する裂罅充填型多金属鉱床である。主要鉱体は1、2、4、6および8号脈と名付けられた連続性に富む漸層帯であり、これら主要断裂帯より派生する羽状～雁行状裂罅に副次的鉱体1A、1B、2A、4A、4B、6Aおよび8A号脈が形成される。鉱体は走向NW-SEで、傾斜は東へ急傾斜（60～85°）を示す。鉱石鉱物は黄鉄鉱、方鉛鉱、閃亜鉛鉱を主体とし、黄銅鉱、輝銅鉱、白鉄鉱、稀に輝安銀鉱を随伴する。脈石鉱物は石英、絹雲母を主体とし炭酸塩鉱物および粘土鉱物を随伴する。炭酸塩鉱物は、方解石のほかに、マンガン菱鉄鉱、菱マンガン鉱を伴う。地表下-30～-40mまでは酸化帯を形成しており、鉛、亜鉛、銅の硫化鉱物は白鉛鉱、菱亜鉛鉱、孔雀石、藍銅鉱等の一部変化している。

### 3. 本年度の調査概要

#### 3. 1 調査目的

本年度調査は前年度調査（地表下-60m準での水平坑道と同坑道での水平ボーリング）に引き続き、-60m準水平坑道（海抜750m）の開削工事とその坑道より第4号鉱体に対しボーリング調査を行い、-60m準における鉛・亜鉛・金・銀の胚胎状況を明らかにすると共に、地表より-30m準を目標とする坑外ボーリングを行い、第4号鉱体の地表から-60m準間の鉱化状況の連続性を把握する。また、坑道調査で得られた原鉱から、浮遊選鉱法によって亜鉛・鉛精鉱を回収する選鉱試験を行い、最適選鉱プロセスを選定する。

これらの調査で得られた結果及び現地状況調査結果等に基づき、本鉱床の経済評価を実施し、鉱山開発計画を策定する。

#### 3. 2 調査内容

- (1) 件 名 地域開発計画調査・モンゴル国
- (2) 調査場所 モンゴル国ツァヴ地域
- (3) 調査期間 自 平成7年（1995年）7月18日  
至 平成8年（1996年）2月23日

#### (4) 調査内容

##### (イ) 坑道調査

坑道掘削およびそれに付随する仮設等の工事と坑内地質図の作成、鉱微部の分析及びデータの解析業務を行う。

##### a) 坑道掘削およびその他掘削工事

##### 掘削長

水平坑道 : 120 m (北向き120m)

第5ずり置き場 : 33 m

設計断面 : 11.88m<sup>2</sup> (幅4.0m×高さ3.4m)

設計勾配 : ±1/500

掘削方向および位置 : PL-1 '95年度調査計画図参照

##### b) 仮設工事

電気設備 : 坑内電源設備、照明および低圧配線工事

給水設備 : 配管工事 50A

換気設備 : FRV風管 (700mmφ) 設置工事

##### c) 坑内地質図の作成

## 坑内地質図（縮尺200分の1）の作成と鉱微部の化学分析

### (ロ) ボーリング調査

掘進長475m（坑外 290m 8本、坑内 185m 6本）とそのコア一鑑定。

各孔長および位置 : PL-1 '95年度調査計画図参照

### (ハ) 選鉱試験

現地より原鉱を持ち帰り、試験試料の作成、原鉱物性測定・分析、試験原鉱により浮遊選鉱試験を実施し、浮遊選鉱による最適条件とフローシートを選定する。

### (ニ) 鉱山開発計画調査

鉱量計算結果、選鉱試験結果等に基づき、本鉱床の経済評価を実施し、鉱山開発計画を策定する。

## 3. 3 作業形態及び宿舍

### 3. 3. 1 作業形態

#### ①作業時間

1の方	9時00分	～	18時00分	(常1)
	9時00分	～	17時00分	(3交替)
2の方	17時00分	～	1時00分	(3交替)
3の方	1時00分	～	9時00分	(3交替)

#### ②作業人員

##### 日本側

技術者 15名

##### モンゴル側

スタッフ 15名 (坑内Foreman3名含む)

掘削作業員 6名

機械員 3名

電気員 3名

発電所運転員 3名

測量員 2名

料理人 (日本用) 3名

料理人 (モンゴル用) 3名

事務員	1名
守衛員	4名
運転手	3名
雑務員 (掃除、洗濯)	2名
モンゴル側雑務員	3名
試錐員	6名
地質サンプリング員	3名 (モンゴル側雑務員と重複)
通訳	4名

### 3. 3. 2 宿舎

宿舎として日本側はゲル (直径10m 5棟、直径6m 3棟) を、また、付属設備として食堂 (直径10m 1棟のゲル)、風呂兼洗面所4棟 (20フィートのコンテナ)、厨房、洗濯所 (いずれも40フィートコンテナ) を使用した。また、飲料水も、ツァヴより6km離れた旧ソ連により掘られた井戸より給水タンクで運び、50m<sup>3</sup>タンクに給水しこれを各設備に配管し使用した。また、汚水は21人用浄化槽で処理を行った。モンゴル側は木造 (プレハブ) の事務所兼宿舎 (52.5m × 12.5m) を利用した。電気は750KVAの自家発電機でいずれにも給電した。

### 3. 4 調査員

#### (1) 日本側

団長	麻 植 邦 敏	(三井金属資源開発株式会社)
管理	大 下 守	(三井金属資源開発株式会社)
機械主任	笹 原 岩 夫	(三井金属資源開発株式会社)
電気主任	長 谷 川 三 千 彦	(三井金属資源開発株式会社)
坑道主任	日 影 富 雄	(三井金属資源開発株式会社)
坑道主任	森 廣 義 夫	(三井金属資源開発株式会社)
坑道主任	三 谷 清 志	(三井金属資源開発株式会社)
坑道副主任	横 川 一 男	(三井金属資源開発株式会社)
坑道副主任	角 谷 昌 喜	(三井金属資源開発株式会社)
坑道副主任	橋 本 裕 雪	(三井金属資源開発株式会社)
試錐主任	形 部 雄 二	(三井金属資源開発株式会社)
試錐主任	池 田 武 範	(三井金属資源開発株式会社)
試錐主任	及 川 智 之	(三井金属資源開発株式会社)
地質主任	柴 田 精 久	(三井金属資源開発株式会社)
選鉱主任	村 田 真 利	(三井金属資源開発株式会社)

(2) モンゴル側

Lodoin AYUR	(MEGM, General Project Manager Director of TSAV Company)
L. BYAMBAJAV	(Deputy Director of TSAV Company)
T. ERDENE	(Mining Engineer Economist of TSAV Company)
R. BATBAYAR	(Mechanical Engineer of TSAV Company)
Y. LUTBAATAR	(Tunnel Superintendant of TSAV Company)
SH. NAMHAINYAMBUU	(Electrical Engineer of TSAV Company)
TS. NOROVSAMBUU	(Chief Geologist of TSAV Company)
YA. DOLGOR	(Geologist of TSAV Company)
N. TSOLMON	(Economist of TSAV Company)
B. KHALZAN	(Administration Manager of TSAV Company)
D. DONDOG	(Chief Accountant of TSAV Company)
TS. DASHZEVEG	(Clerk of TSAV Company)
V. KHURELTUNUR	(Tunnel Foreman of TSAV Company)
L. SUKHBAATAR	(Tunnel Foreman of TSAV Company)
B. BAATARHUU	(Tunnel Foreman of TSAV Company)

3. 5 調査工程

Contents of Study	Quantity	June	July	August	September	October	November	December	January	February	Note
1 Trip to Mongolia Return trip			-								
2 Transportation of Equipment To Mongolia From Mongolia											
3 Tunneling Drift Northward No. 5 Waste Pit	120.0m 30.0m										
3 Core Boring Underground(6pcs) Surface (8pcs)	185.0m 290.0m										
Pre-F/S and Mineral Dressing Test											
4 Report											
5 Delegates General Manager Administer Chief Tunneling Assistant Tunneling Chief Mechanical Chief Electrical Chief Geologist Chief Boring Metallurgist	1pcople 1 3 3 1 1 1 3 1										

第 2 表 調査工程予定表



## II. 調査実施状況





## II. 調査実施状況

### 1. 坑道調査

#### 1. 1 実施位置

昨年度実施した北向き水平坑道の終了点（北向き坑道掘削開始点より112.0m地点、標高750.68m）を起点とし、水平坑道（勾配±1/150）の開削工事を開始した。（PL-1 '95年度調査計画図参照）

#### 1. 2 調査方法

##### 1. 2. 1 掘削延長その他（PL-2 '95年度坑道・ボーリング調査進捗図参照）

坑名	計画掘削長	実掘削長
水平坑道	( 120.0m)	( 121.0m)
トンネルタイプ 1	50.0m	43.0m
トンネルタイプ 2	70.0m	78.0m
第5 ずり置き場	( 30.0m)	( 33.1m)
トンネルタイプ 1	10.0m	9.3m
トンネルタイプ 2	23.0m	16.6m
トンネルタイプ 3		7.2m
合計	150.0m	154.1m

第3表 坑道掘削延長表

## 1. 2. 2 坑道仕様

(1) 有効断面 幅(m) × 高さ(m) (PL-3 坑道断面図参照)

トンネルタイプ 1 11.88m<sup>2</sup> ( 4.0 × 3.4 )

トンネルタイプ 2 11.88m<sup>2</sup> ( 4.0 × 3.4 )

トンネルタイプ 3 11.88m<sup>2</sup> ( 4.0 × 3.4 )

(2) 坑道勾配

±1/150

(3) 坑道基準点標高

海拔750.68m

(4) 坑道掘削方向

327° E (PL-1 '95年度調査計画図参照)

1. 2. 3 主要機械

品名	仕様	数量	備考
ドリルマシン	油圧式27"、100Kg級	1	ロックボルト兼用
モタル装填車	トヨタトラック MM151(新明和)	1	モタルポンプ、ミキサ搭載
ロータリーポンプ	3.8m <sup>3</sup> 級	2	川崎重工 (0.25m <sup>3</sup> )
火薬装填車	トヨタトラック	1	AN-FO装填器(75Kg)搭載
コンプレッサー	21m <sup>3</sup> /min	1	北越工業
ミニバックホウ	0.1m <sup>3</sup> 級、ブレーカ付き	1	IHI製
レックハンマー	30Kg級	2	古河機械金属
小型トラック	2t、三菱キャブクレーン付き	1	
小型トラック	1t、トヨタトラックSWキャビン	1	
ワゴン(大)	トヨタランドクルーザ-80型	1	
ワゴン(小)	トヨタランドクルーザ-70型	1	
発電機	750KVA	2	富士電気製、伊藤製
発電機	55KVA	1	日本車両製造
発電機	10KVA DCA-13SPK	2	デノン
水中ポンプ	5.2KW BS-2102HT	3	極東機械
水中ポンプ	2.2KW BS-2066	2	極東機械
深井戸ポンプ	3.7KW SP-5A-19型	2	GRUNDFOS製
ファン	1,000mmφ, 300mmAq, 75Kw	1	三井三池製作所
	900mmφ, 100mmAq, 18.5Kw	2	足立機工
高圧洗浄機	HJ-1300, 吐出圧65Kg/cm <sup>2</sup>	1	神戸工化製
高速切断機		2	富士製砥, MITACHI
アビコンプレッサー	3.7P-14V5, 容量230t	1	日立
電気溶接機	BPZ-400-3	2	大阪電気
エンジン溶接機	BLW-150SS	1	デノン
食水給水ポンプ	フレッシュポンプ 25BISND5.4	1	荏原
車両用燃料ポンプ		2	
発電用燃料ポンプ		1	
インマルサット通信設備	日本無線	1	
天井クレーン	5T電動クレーン	2	

第4表 坑道調査主要機械

## 1. 3 坑道別掘削作業概要

### 1. 3. 1 水平坑道

昨年度工事の水平坑道北向きの終了点（北向き坑道開始点より112.0mの地点）より、327°Eの方向に水平坑道121.0mを開削した。開削方法はトラックレス工法を採用し、油圧モータービルジャンボ（発破用穿孔機）とLHD（LOAD HAUL DUMPの略でディーゼル駆動の坑内用ホイールローダー）の組合せによる発破工法で行った。発破はバーンカット方式を、トンネル外周部は岩盤を痛めないようスムーズプラスティング法を採用した。また、掘削終了後岩盤の状況に応じて鋼柱あるいはロックボルトの支保を行った。

### 1. 3. 2 第5ずり置き場

水平坑道北向き坑道開始点より197.0mの地点で32°Eの方向に水平坑道を33.1m開削した。開削方法については水平坑道と同様である。

## 2. ボーリング調査

### 2. 1 実施位置

地表より-30m準を目標にした坑外ボーリングと本年度開削した-60m準水平坑道にて20m間隔で第4鉱体に向けた坑内ボーリングを実施した。(PL-1 '95年度調査計画図参照)

### 2. 2 調査方法

#### 2. 2. 1 掘進長その他

孔名	計画掘進長	実掘進長	方向	傾斜
MJMT- 15	20.00m	20.20m	0°	0°
MJMT- 16	25.00m	25.70m	0°	0°
MJMT- 17	30.00m	30.10m	0°	0°
MJMT- 18	35.00m	35.30m	0°	0°
MJMT- 19	35.00m	35.20m	0°	0°
MJMT- 20	40.00m	40.00m	0°	0°
MJMT- 21	40.00m	40.50m	-60°	0°
MJMT- 22	40.00m	43.60m	-60°	0°
MJMT- 23	40.00m	40.70m	-60°	0°
MJMT- 24	35.00m	37.60m	-60°	0°
MJMT- 25	35.00m	36.50m	-60°	0°
MJMT- 26	30.00m	34.70m	-60°	0°
MJMT- 27	35.00m	36.60m	-60°	0°
MJMT- 28	35.00m	35.50m	-60°	0°
合計	475.00m	492.20m		

第5表 ボーリング調査掘進延長表

## 2. 2. 2 工法

坑外ボーリングは口元の表土部を96mmシングルチューブで掘進し、表土から岩盤部までNS-55コアパックを使用し、それ以降ワイヤーライン工法（サイズNQ）にて行った。また、坑内ボーリングは口元約1.5mを66mmシングルコアで掘進し、それを76mmパイロットビットにて拡孔し、その後ワイヤーライン工法（サイズNQ、BQ）で掘進した。

## 2. 2. 3 主要機械

品名	型式及び仕様	数量	備考
試錐機	L-38-98	1台	能力 NQ 565m BQ725m スピンドル径 76mm
同エンジン		1台	48Ps/1800rpm
試錐ポンプ	MG-15h	1台	能力 ピストン径68mm 40Kg/cm <sup>2</sup>
同エンジン	NF-19K	1台	15~20Ps
揚水ポンプ	LB-400	1台	能力 120l/min
同モーター		1台	0.4kw/200v
試錐機		1式	
ハンドミキサー	UM-22	1ケ	0.4Kw/100v
水タンク		5槽	2,000l
ドリルロッド	NQ-WL	15本	3.0m/本
コアチューブ	96mm	1本	0.50m/本
"	NS76-55	1式	1.50m/本
コアバレル			
アッセンブリー	NQ-WL	1式	1.50m/本
インナーチューブ			
アッセンブリー	NQ-WL	1式	1.50m/本
インナーチューブ	NQ-WL	1本	1.50m/本
アウターチューブ	NQ-WL	1本	1.50m/本
オーバーショット			
アッセンブリー	NQ-WL	1式	
ウォータースイベル	C型	1式	
ワイヤーライン			
ホイスト		1式	能力 NQ 565m

第6表 坑外ボーリング調査主要機械

品名	型式及び仕様	数量	備考
試錐機	L-24-62	1台	能力 BQ 150m AQ225m スピンドル径 62mm
同モーター		1台	5.5Kw 4P
試錐ポンプ	MG-5h	1台	能力ピストン径68mm 25~60Kg/Cm <sup>2</sup>
同モーター	インナーモーター	1台	3.7Kw 4P
揚水ポンプ	LB-400	1台	能力 120l/min
同モーター		1台	0.4kw/200v
コラムジャッキ		1式	袖・ジャッキ式
ハンドミキサー	UM-22	1ヶ	0.4Kw/100v
水タンク		1式	2,000l
ドリルロッド	NQ-WL	15本	1.5m/本
〃	BQ-WL	30本	1.5m/本
コアチューブ	66mm	1本	0.50m/本
コアパレル			
アッセンブリー	NQ-U WL	1式	1.50m/本
〃	BQ-U WL	1式	1.50m/本
インナーチューブ			
アッセンブリー	NQ-U WL	1式	1.50m/本
〃	BQ-U WL	1式	1.50m/本
インナーチューブ	NQ-U WL	1式	1.50m/本
〃	BQ-U WL	1式	1.50m/本
アウターチューブ	NQ-U WL	1式	1.50m/本
〃	BQ-U WL	1式	1.50m/本
オーバーショット			
アッセンブリー	NQ-U WL	1式	
〃	BQ-U WL	1式	
ウオタースイベル	C型	1式	
ワイヤーライン			
ホイス		1式	能力 AQ 225m

第7表 坑内ボーリング調査主要機械



## 2. 2. 4 コアの保存

96mm 用 長さ 1,030mm × 幅 390mm × 高さ 90mm (木製)

NQ 用 長さ 1,040mm × 幅 441mm × 高さ 55mm (プラスチック製)

BQ 用 長さ 1,040mm × 幅 435mm × 高さ 43mm (プラスチック製)

に整理収納して、コア鑑定後現地倉庫に保管した。

## 2. 2. 5 ボーリング用水

坑外は飲料水同様、ツァヴより6km離れた井戸より給水車にて運搬し、貯水タンクに貯水し使用した。

坑内は坑道に配管してある削岩用水あるいは坑道及びボーリング孔からの湧水を、水中ポンプで汲み上げて使用した。

## 2. 3 ボーリング孔別掘進作業概要

### 2. 3. 1 MJMT-15

掘進長 : 20.20m

コア長 : 19.90m

コア採取率: 98.5%

掘進開始日: 1995年 9月 4日

掘進完了日: 1995年 9月 5日

0.00m~1.40m間は66mmシングルダイヤモンドビットにて掘進し、パイロットビットにて76mmに拡孔、1.40m~18.80m間はNQワイヤラインダイヤモンドビットにていずれも花崗閃緑岩を掘進した。

この間14.00m~15.20mは鉱石を含む石英脈帯で周囲は粘土を挟んでいた。

湧水量は3ℓ/minである。

### 2. 3. 2 MJMT-16

掘進長 : 25.70m

コア長 : 25.70m

コア採取率: 100%

掘進開始日：1995年 9月 5日

掘進完了日：1995年 9月 7日

0.00m～1.40m間は66mmシングルダイヤモンドビットにて掘進し、パイロットビットにて76mmに拡孔、1.40m～25.70m間はNQワイヤラインダイヤモンドビットにていずれも花崗閃緑岩を掘進した。

この間14.65m～15.00mは鉱石を含む石英脈帯で周囲は粘土を挟んでいた。

湧水量は 3ℓ/minである。

### 2. 3. 3 MJMT-17

掘進長 : 30.10m

コア長 : 30.00m

コア採取率: 99.7%

掘進開始日: 1995年 9月 7日

掘進完了日: 1995年 9月 9日

0.00m～1.60m間は66mmシングルダイヤモンドビットにて掘進し、パイロットビットにて76mmに拡孔、1.60m～15.70m間はNQワイヤラインダイヤモンドビット、15.7m～30.10m間はBQワイヤラインダイヤモンドビットにていずれも花崗閃緑岩を掘進した。

この間19.80m～20.60m、25.00～25.30mは鉱石を含む石英脈帯で周囲は粘土を挟んでいた。

湧水量は 10ℓ/minである。

### 2. 3. 4 MJMT-18

掘進長 : 35.30m

コア長 : 35.10m

コア採取率: 99.4%

掘進開始日: 1995年 9月 9日

掘進完了日: 1995年 9月12日

0.00m～1.20m間は66mmシングルダイヤモンドビットにて掘進し、パイロットビットにて76mmに拡孔、1.20m～21.80m間はNQワイヤラインダイヤモンドビット、21.80m～35.30m間はBQワイヤラインダイヤモンドビットにていずれも花崗閃緑岩を掘進した。

この間18.90m～19.00m、29.70m～29.80mは鉱石を含む石英脈帯で周囲は粘土を挟んでいた。

湧水量は 7ℓ/minである。

### 2. 3. 5 MJMT-19

掘進長 : 35.20m  
コア長 : 34.30m  
コア採取率: 97.4%  
掘進開始日: 1995年 8月31日  
掘進完了日: 1995年 9月 2日

0.00m~1.00m間は66mmシングルダイヤモンドビットにて掘進し、パイロットビットにて76mmに拡孔、1.20m~22.00m間はNQワイヤラインダイヤモンドビット、22.00m~35.20m間はBQワイヤラインダイヤモンドビットにていずれも花崗閃緑岩を掘進した。

この間23.95m~25.00mは鉱石帯で周囲は粘土を挟んでいた。

湧水量は 8ℓ/minである。

### 2. 3. 6 MJMT-20

掘進長 : 40.00m  
コア長 : 39.70m  
コア採取率: 99.3%  
掘進開始日: 1995年 8月28日  
掘進完了日: 1995年 8月31日

0.00m~18.20m間はNQワイヤラインダイヤモンドビット、18.20m~40m間はBQワイヤラインダイヤモンドビットにて掘進した。

岩質は0.00m~1.30m間は花崗閃緑岩、1.30m~40.00m間は安山岩質凝灰岩であった。この間32.00m~32.60mは鉱石を含む石英脈帯で周囲は粘土を挟んでいた。

湧水量は 10ℓ/minである。

### 2. 3. 7 MJMT-21

掘進長 : 40.50m  
コア長 : 37.70m  
コア採取率: 93.1%  
掘進開始日: 1995年 8月25日  
掘進完了日: 1995年 8月28日

0.00m~2.40m間は96mmシングルメタル、2.40m~3.00m間はNS76-55コアパック、3.00m~40.50mはNQワイヤラインダイヤモンドビットにて掘進した。

岩質は0.00m~2.30m間は表土、2.30m~30.30m間は安山岩、30.30m~40.50m間は安山岩質凝灰岩であった。この間27.20m~30.30mは鉱石を含む石英脈帯で周囲は粘土を挟んでいた。

### 2. 3. 8 MJMT-22

掘進長 : 43.60m

コア長 : 42.90m

コア採取率: 98.4%

掘進開始日: 1995年 8月21日

掘進完了日: 1995年 8月24日

0.00m~2.30m間は96mmシングルメタルビット、2.30m~5.80m間はNS76-55コアパック、5.80m~43.60m間はNQワイヤラインダイヤモンドビットにて掘進した。

岩質は0.00m~5.80m間は表土、5.80m~43.60m間は花崗閃緑岩であった。この間32.20m~39.30mは石英脈帯で周囲は粘土を挟んでいた。

### 2. 3. 9 MJMT-23

掘進長 : 40.70m

コア長 : 39.90m

コア採取率: 98.0%

掘進開始日: 1995年 8月16日

掘進完了日: 1995年 8月19日

0.00m~3.00m間は96mmシングルメタルビット、3.00m~7.30m間はNS76-55コアパック、7.30m~40.70m間はNQワイヤラインダイヤモンドビットにて掘進した。

岩質は0.00m~3.00m間は表土、3.00m~40.70m間は花崗閃緑岩であった。この間34.05m~34.15m、36.00m~36.60m、38.00m~39.10mは石英脈帯であった。

### 2. 3. 10 MJMT-24

掘進長 : 37.60m

コア長 : 36.80m  
コア採取率: 97.9%  
掘進開始日: 1995年 8月11日  
掘進完了日: 1995年 8月15日

0.00m~3.00m間は96mmシングルメタルビット、3.00m~4.90m間はNS76-55コアパック、  
4.90m~37.60m間はNQワイヤラインダイヤモンドビットにて掘進した。

岩質は0.00m~3.60m間は表土、3.60m~37.60m間は花崗閃緑岩であった。この間36.10m~  
36.60mは石英脈帯であった。

### 2. 3. 11 MJMT-25

掘進長 : 36.50m  
コア長 : 33.70m  
コア採取率: 92.3%  
掘進開始日: 1995年 8月 7日  
掘進完了日: 1995年 8月10日

0.00m~2.70m間は96mmシングルメタルビット、2.70m~4.90m間はNS76-55コアパック、  
4.90m~36.50m間はNQワイヤラインダイヤモンドビットにて掘進した。

岩質は0.00m~4.10m間は表土、4.10m~36.50m間は花崗閃緑岩であった。この間30.50m~  
30.70mは石英脈帯であった。

### 2. 3. 12 MJMT-26

掘進長 : 34.70m  
コア長 : 30.90m  
コア採取率: 89.0%  
掘進開始日: 1995年 8月 2日  
掘進完了日: 1995年 8月 5日

0.00m~3.20m間は96mmシングルメタルビット、3.20m~34.70m間はNQワイヤラインダイ  
ヤモンドビットにて掘進した。

岩質は0.00m~3.20m間は表土、3.20m~34.70m間は花崗閃緑岩であった。この間27.85m~  
28.15、30.60m~31.70mは石英脈帯であった。

2. 3. 13 MJMT-27

掘進長 : 36.60m  
コア長 : 33.70m  
コア採取率: 92.1%  
掘進開始日: 1995年 7月29日  
掘進完了日: 1995年 8月 1日

0.00m~2.10m間は96mmシングルメタルビット、2.10m~36.60m間はNQワイヤラインダイヤモンドビットにて掘進した。

岩質は0.00m~3.10m間は表土、3.10m~36.60m間は花崗閃緑岩であった。この間24.95m~25.30mは石英脈帯であった。

2. 3. 14 MJMT-28

掘進長 : 35.50m  
コア長 : 33.80m  
コア採取率: 95.2%  
掘進開始日: 1995年 7月25日  
掘進完了日: 1995年 7月28日

0.00m~1.90m間は96mmシングルメタルビット、1.90m~35.50m間はNQワイヤラインダイヤモンドビットにて掘進した。

岩質は0.00m~1.80m間は表土、1.80m~35.50m間は花崗閃緑岩であった。この間25.60m~26.75mは石英脈帯であった。

### 3. 調査結果

#### 3. 1 坑道調査

坑道スケッチ（縮尺1/200）を Fig. 1~3、PL-4 (1)~(3)に、坑道準地質図（縮尺1/500）を Fig. 4、PL-5に、試料採取位置図を資料10に、分析結果を資料11に、第8表に鉱化帯一覧表を示す。また、岩石薄片観察結果を資料14、同顕微鏡写真を資料15に、鉱石研磨片観察結果を資料16、同顕微鏡写真を資料17に示す。

坑道別	位置 m	採取長 m	品位				
			Au g/t	Ag g/t	Pb %	Zn %	Cu %
第5ずり置き場北側	23.85~28.05	4.20	1.2	64.8	6.97	6.54	0.09
第5ずり置き場南側	20.90~23.20	2.30	0.5	80.7	8.42	5.43	0.17

第8表 坑道の鉱化帯一覧

##### 3. 1. 1 北向坑道

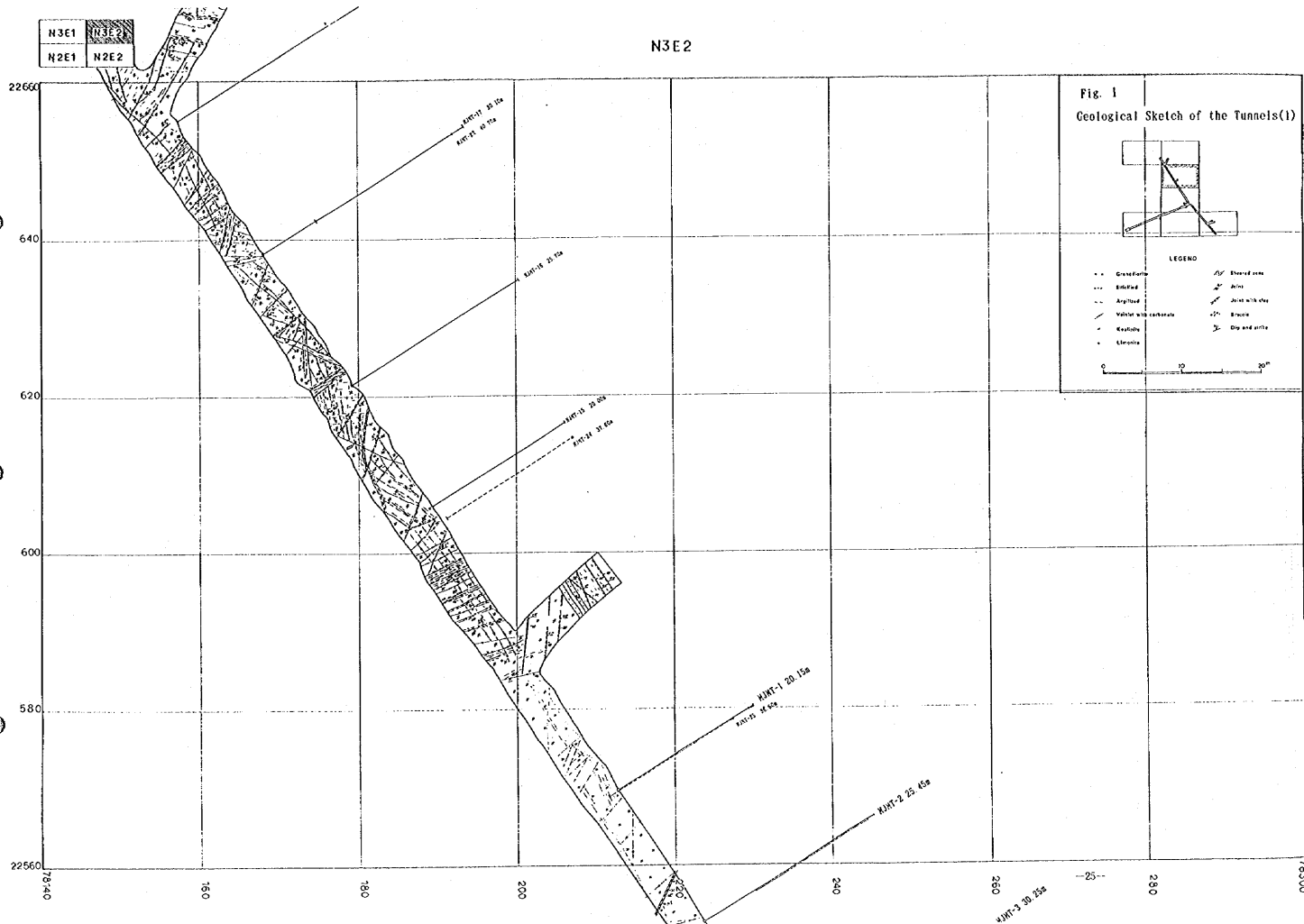
北向坑道開始点は前年度の北向坑道終了点である。以下に記載する深度は坑道中心線上の北向坑道開始点からの水平距離で表示する。

本坑は全長にわたり緑泥石化した花崗閃緑岩より成る。幅数mm~1cm程度の炭酸塩~粘土を伴うENE-WSW系、NW-SE系の節理系に富む。比較的規模の大きな粘土を伴う破碎帯が、9.7~11.7m間（N65°E、80°S）、39.1~39.9m間（N55°E、70°S）、60.9~62.3m間（N15°E、65°E）、73.2~74.6m間（N45°E、70°S~80°S）に認められた。

これらの破碎帯および小規模な粘土脈を7地点（T-6049~6055）にて分析したが鉱化帯を捕捉するには至らなかった。すなわち、いずれの地点においてもAu、Ag、Cuは検出限界以下の値であり、Pbは0.01~0.04%、Znは0.02~0.21%と低品位である。

115m地点にて採取した花崗閃緑岩（試料60-1-229）の顕微鏡下での観察では、完晶質・等粒状組織を示す。構成鉱物は絹雲母化した斜長石、緑泥石化した有色鉱物、不規則な形状を示す石英および正長石を主体とし、自形~半自形を示す不透明鉱物、磷灰石を随伴する。全体に炭酸塩化作用が認められる。

N3E2

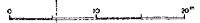


N3E1	N3E2
N2E1	N2E2

Fig. 1  
Geological Sketch of the Tunnels(1)



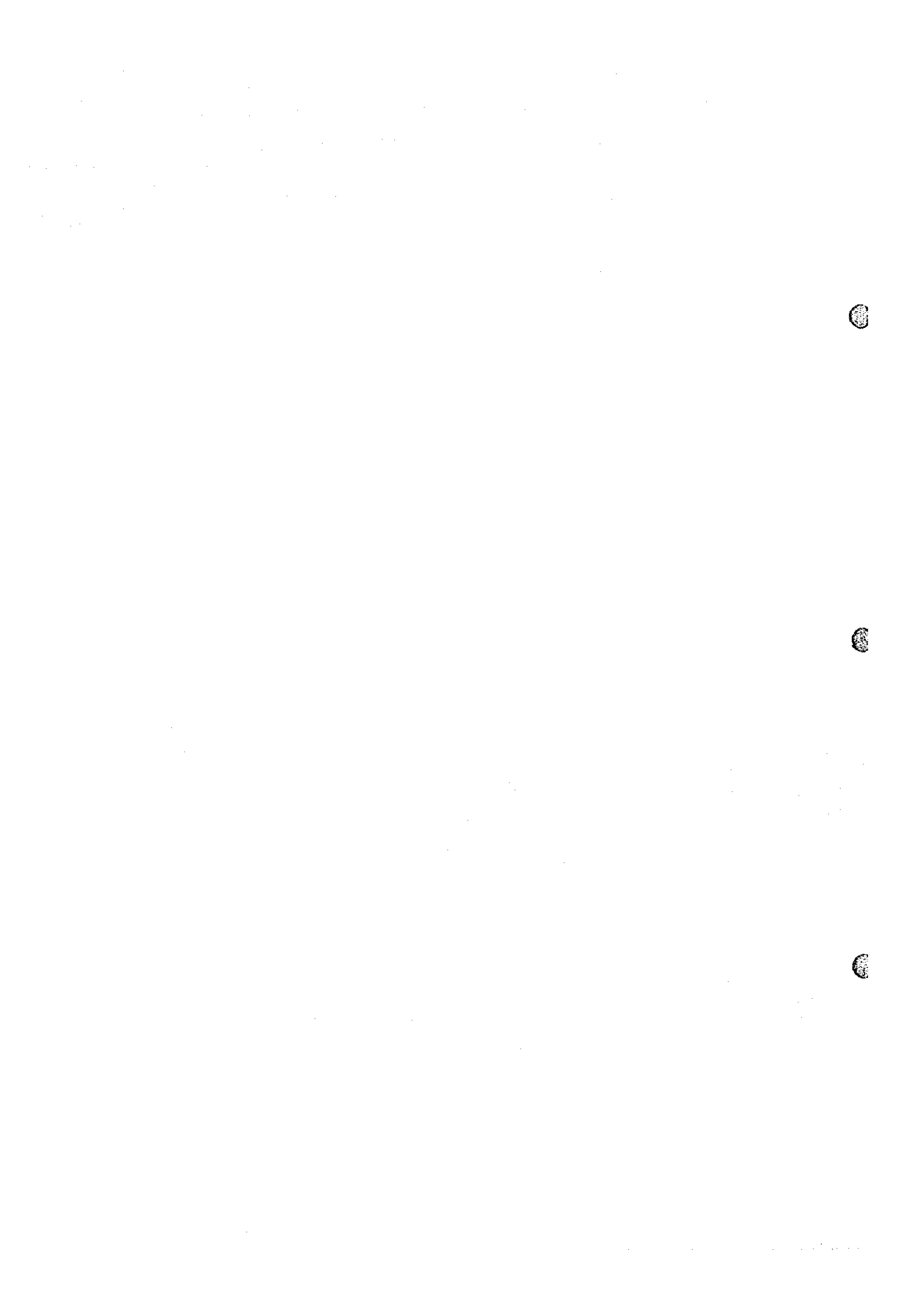
- LEGEND
- Granite
  - Sandstone
  - Shale
  - Yellow sandstone
  - Quartzite
  - Limestone
  - Shale with ore
  - Shale
  - Ore and shale



PART-3 30.25m

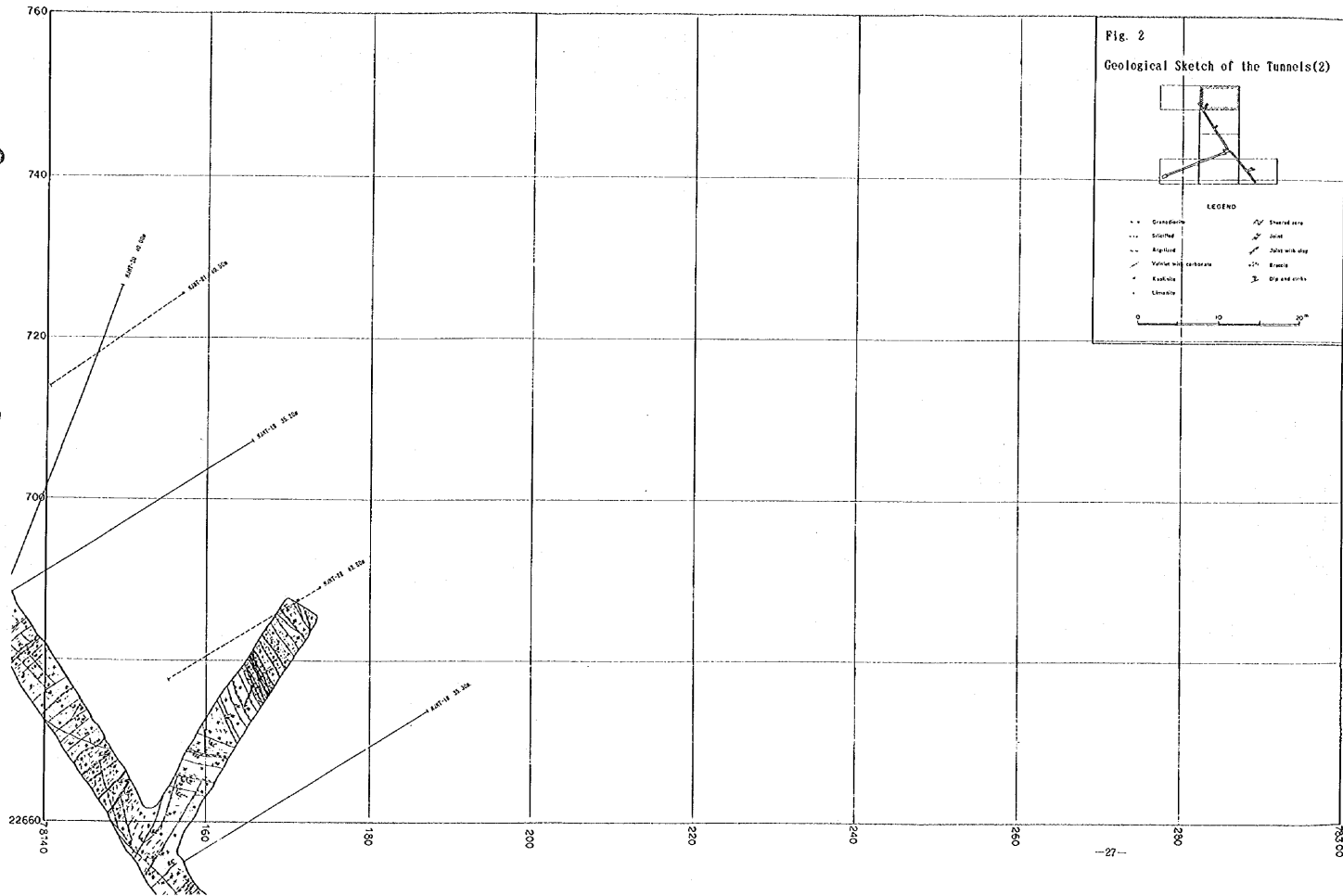






N4E1	N4E2
N3E1	N3E2

N4E2

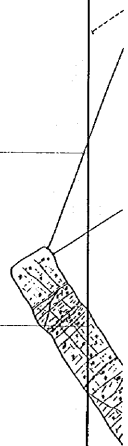
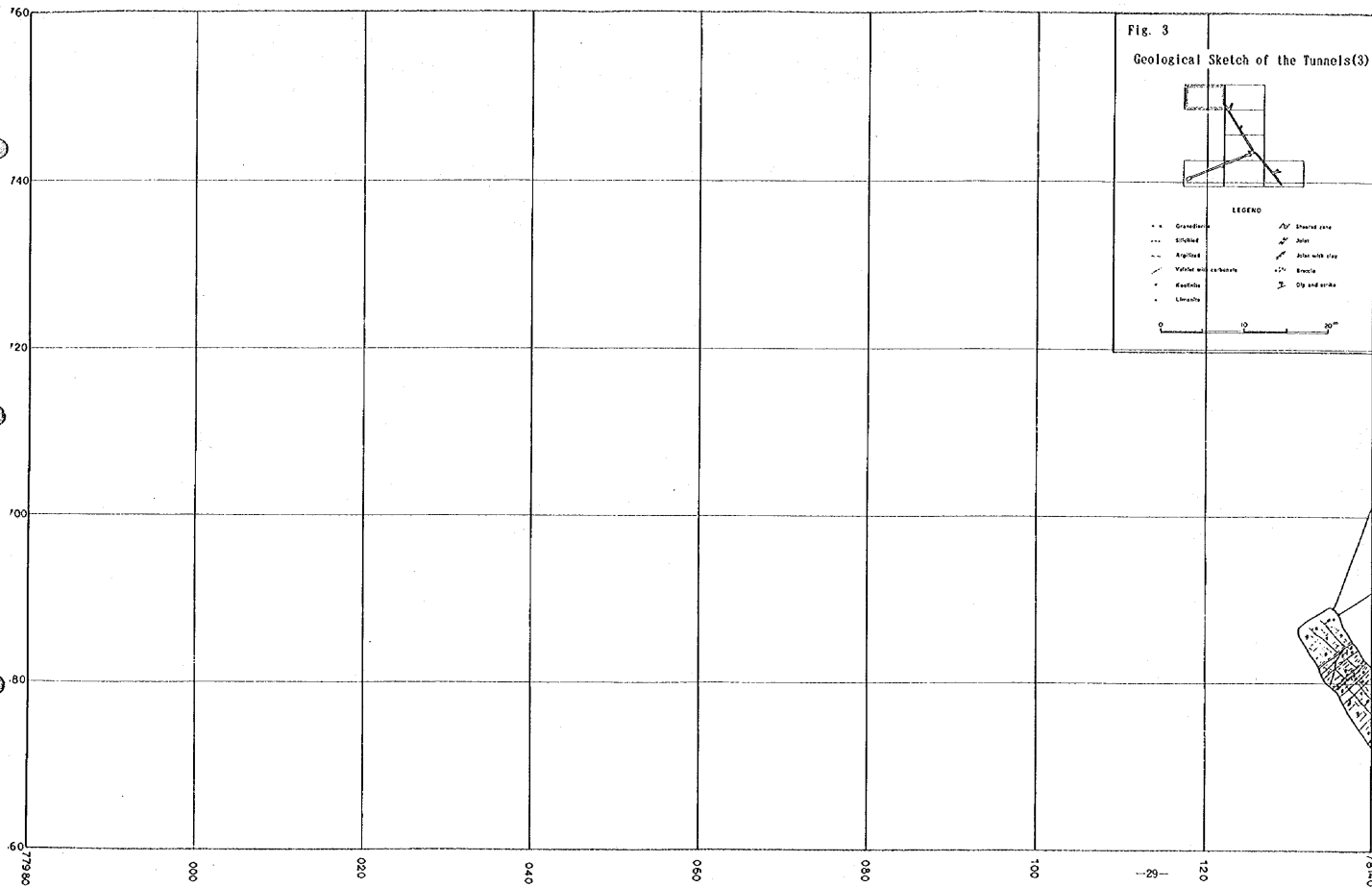




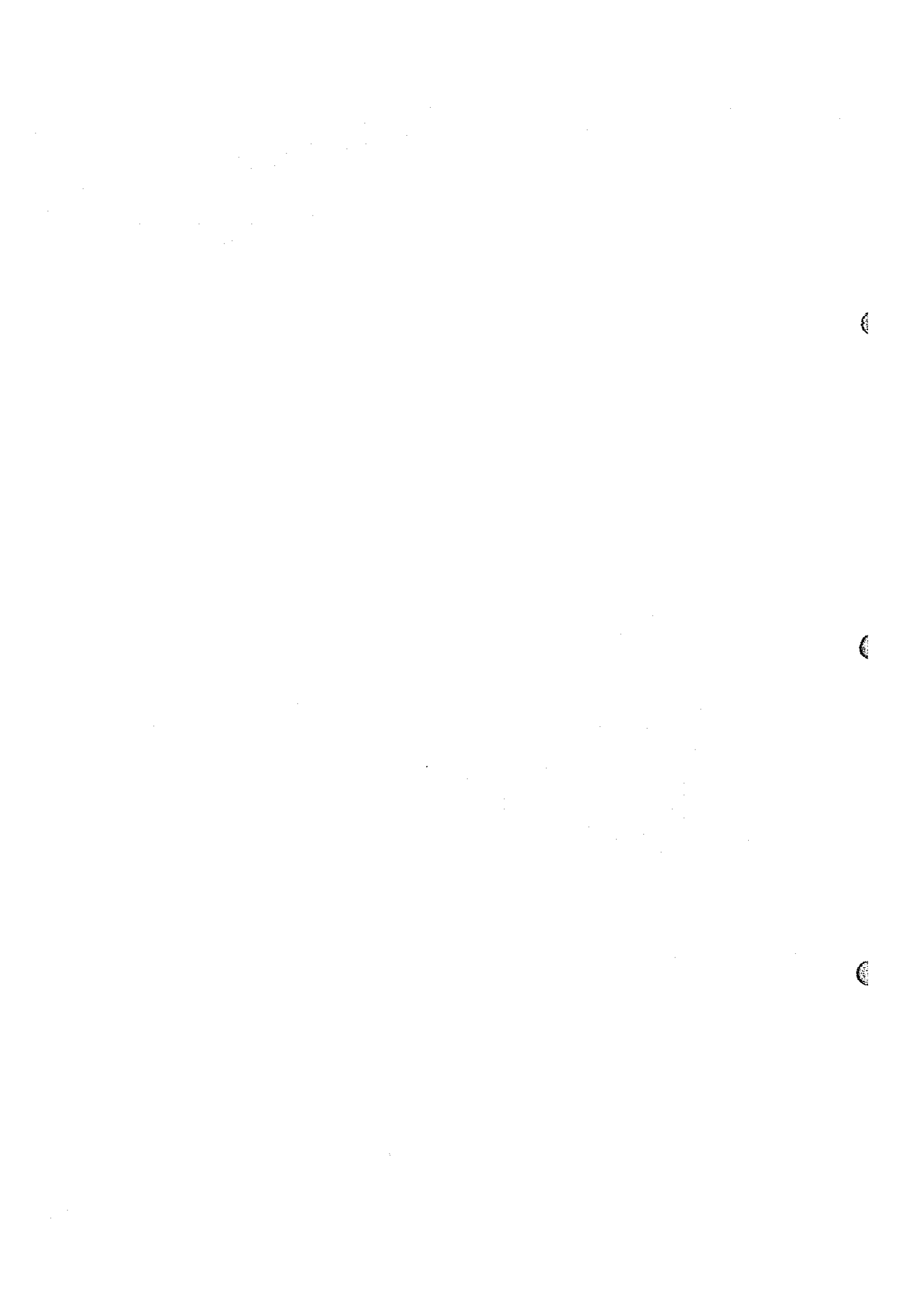


N4E1	N4E2
N3E1	N3E2

N4E1















### 3. 1. 2 第5ずり置き場

第5ずり置き場の掘削開始点は北向坑道開始点より197.0m地点であり、この地点からの掘削方位線上の水平距離で深度を表示する。

本坑は全長にわたり花崗閃緑岩より成る。20.3m地点までは緑泥石化変質をうけ、浅部では、WNW-ESE系の粘土脈および炭酸塩鉱物脈が卓越するも、深部ではNW-SE系の炭酸塩鉱物脈が卓越する。20.3~28.2m間は、珪化・絹雲母化変質帯となる。特に21.1~24.1m間は脈幅10~15cmの高品位Pb・Zn鉱石を伴う石英・炭酸塩鉱物脈を胚胎する鉱化(N65°W、75~80°N)が出現する。以後坑底まで絹雲母化、緑泥石化変質を伴う花崗閃緑岩が連続する。

珪化・絹雲母化変質帯の鏡下(試料60-5-1、7、10)での観察では、長石類はほぼ完全に絹雲母および炭酸塩鉱物に、有色鉱物は絹雲母(白雲母)および緑泥石・不透明鉱物に変化し、原岩構造も不明となる。石英は不規則な形状を示し、弱い波動消光を示す。いずれも石英・炭酸塩鉱物細脈を伴い、時に閃亜鉛鉱を随伴する。鉱化脈の鏡下(試料60-5-3)での観察では角礫構造が顕著に認められる。角礫に含まれる石英は再結晶したと思われる粒径0.21×0.41mm程度の集合体をなして産するものが多い。

前述の鉱化帯の分析結果は、南東側側壁では採取長2.3m、Au0.5g/t、Ag80.7g/t、Pb8.4%、Zn5.43%、Cu0.17%、北西側側壁では採取長4.2m、Au1.2g/t、Ag64.8g/t、Pb6.97%、Zn6.54%、Cu0.09%と比較的高品位である。

鉱石鉱物の鏡下での観察では、高品位Pb・Zn鉱石を伴う石英・炭酸塩脈に産するもの(試料60-5-3、5、6、8)は、黄鉄鉱、閃亜鉛鉱、方鉛鉱、黄銅鉱を主体とし、四面銅鉱を常に随伴する。さらに、試料60-5-3ではポリバサイト、試料60-5-5では自然銀、試料60-5-8ではエレクトラムが確認された。一方、石英・炭酸塩鉱物細脈を含む珪化・絹雲母化変質岩(試料60-5-1、7、9)では前述の鉱石鉱物のうち黄銅鉱は閃亜鉛鉱中の包有物として産するのみで、かつ四面銅鉱を産しないという特徴を有する。

### 3. 2 ボーリング調査

ボーリングコアスケッチ(縮尺1/200)を資料12に、坑道準地質図(縮尺1/500)をFig. 4、PL-5に、分析結果を資料13に、鉱化帯一覧表を第9表に示す。また、薄片観察結果を資料14、顕微鏡写真を資料15に、研磨片観察結果を資料16、顕微鏡写真を資料17に示す。

以下孔別に調査結果を記載する。

孔 別	位 置 m	採取長 m	品 位				
			Au g/t	Ag g/t	Pb %	Zn %	Cu %
MJMT-15	14.10~16.80	2.70	0.3	90.2	8.58	5.09	0.10
MJMT-17	19.80~20.60	0.80	4.3	23.0	3.19	2.91	0.08
"	25.00~25.30	0.30	0.3	2.3	0.62	4.56	0.06
MJMT-18	18.90~19.00	0.10	1.7	30.0	3.80	3.09	0.04
MJMT-19	23.95~26.20	2.25	0.2	176.9	12.50	5.26	0.26
MJMT-20	27.65~27.75	0.10	<0.1	<0.1	0.88	4.72	0.04
"	32.00~33.20	1.20	1.2	<0.1	0.28	13.46	0.46
MJMT-21	26.30~30.30	4.00	2.1	0.3	1.81	1.34	0.18
"	31.50~34.30	2.80	<0.1	<0.1	0.06	2.17	<0.01
MJMT-22	32.90~35.20	2.30	1.2	145.6	11.23	1.75	0.18
MJMT-23	33.90~34.30	0.40	<0.1	<0.1	0.03	2.27	<0.01
"	38.00~39.10	1.10	0.2	16.2	1.39	0.57	0.14
"	39.70~40.70	1.00	<0.1	15.8	0.09	2.18	0.03
MJMT-24	36.10~36.60	0.50	4.8	<0.1	0.27	0.21	0.09
MJMT-26	25.30~25.50	0.20	1.0	<0.1	0.68	0.09	0.04
"	29.20~31.70	2.50	4.4	2.7	0.45	0.26	0.06
MJMT-27	31.90~32.75	0.85	6.7	<0.1	0.39	0.10	0.02
MJMT-28	26.10~26.75	0.65	2.3	17.9	3.24	0.18	0.14

第9表 ボーリングの鉱化帯一覧

### 3. 2. 1 MJMT-15

全長にわたり花崗閃緑岩より成る。弱い緑泥石化変質が全長にわたり認められる。掘削深度（以下同じ）8.1~11.5m間には粘土化変質および石英細脈を伴う弱い珪化変質が認められる。14.1~16.8m間は方鉛鉱、閃亜鉛鉱を伴う石英・炭酸塩鉱物脈であり分析品位は、採取長2.7mでAu0.3g/t、Ag90.2g/t、Pb8.58%、Zn5.09%、Cu0.1%を示す。鏡下（試料15-15.0、15.2）では黄鉄鉱、方鉛鉱、閃亜鉛鉱、黄銅鉱を主体とし、四面銅鉱、ポリバサイトを随伴する。黄銅鉱は一部輝銅鉱および銅藍に変わり、方鉛鉱の周辺および割れ目沿いには白鉛鉱が二次鉱物として産する。

### 3. 2. 2 MJMT-16

全長にわたり花崗閃緑岩より成る。弱～中程度の緑泥石化変質が全長にわたり認められる。2.7～3.8mおよび6.5～7.2m間は断層破碎帯と思われる強粘土化変質が認められる。5.3～6.5mおよび14.2～16.1m間は珪化変質帯であり、後者の14.65～15.00m間は石英・炭酸塩鉱物脈を伴う強珪化変質帯を形成する。これらの変質帯の分析品位はいずれも低品位であり、鉱化帯を捕捉するには至らなかった。

### 3. 2. 3 MJMT-17

全長にわたり花崗閃緑岩より成る。緑泥石化変質は弱～中程度の強度ではほぼ全長にわたり認められる。13.85～15.15m、19.4～21.6mおよび24.4～25.5m間は石英細脈～網状脈を伴う中～強珪化変質帯を形成する。この中で19.8～20.6mおよび25.0～25.3m間は方鉛鉱および閃亜鉛鉱を伴う石英・炭酸塩鉱物脈群を形成する。

鏡下（試料17-25.1）では角礫構造が認められ、強い珪化変質、絹雲母化変質および炭酸塩化変質を伴う。炭酸塩鉱物は屈折率の差により2種類が識別される。方解石と思われる低屈折率の炭酸塩鉱物は、主として角礫の膠着物として存在する。菱マンガン鉱と思われる比較的屈折率の高い炭酸塩鉱物は主として細脈として産する。これらの石英・炭酸塩鉱物脈群の分析値はそれぞれ深度10.80～20.60m、採取長0.8m、Au4.3g/t、Ag23.0g/t、Pb3.19%、Zn

2.91%、Cu0.08%および深度25.00～25.30m、採取長0.3m、Au0.3g/t、Ag2.3g/t、Pb0.62%、Zn4.56%、Cu0.06%であった。鉱石鉱物（試料17-19.85、25.1）は黄鉄鉱、方鉛鉱、閃亜鉛鉱より成る。黄銅鉱は閃亜鉛鉱中の含有物としてのみ産する。試料17-19.85では四面銅鉱およびポリバサイトを確認した。

### 3. 2. 4 MJMT-18

全長にわたり花崗閃緑岩より成る。弱い緑泥石化変質は全長にわたり認められる。17.5～19.7m、25.9～26.55m、29.7～32.5m間は石英・炭酸塩鉱物細脈を含む珪化帯である。この中で18.9～19.0m間の石英・炭酸塩鉱物脈で採取長0.1m、Au1.7g/t、Ag30.0g/t、Pb3.80%、Zn3.09%、Cu0.04%の鉱化帯を確認した。

### 3. 2. 5 MJMT-19

本孔は孔口より深度8.8mまでは花崗閃緑岩であり、8.8～10.2m間は安山岩および安山質凝灰岩の亜角礫（径0.5～2cm）を有する角礫帯、以後孔底まで安山岩質凝灰岩である。深度

0.2~15.3m、21.5~27.2m間には比較的強い珪化帯であり、18.7~21.5m、27.2~30.5m間には弱い珪化変質を伴う石英細脈帯を形成する。深度23.95~26.2m間の2.25mはAu0.2g/t、Ag176.9g/t、Pb12.50%、Zn5.26%、Cu0.26%と優勢な鉱化帯を捕捉した。更に26.2~27.2m間の1.0mではPb0.09%、Zn1.44%の鉱染帯となっている。

角礫帯（試料19-9.3）の鏡下での観察では、角礫を構成する安山岩岩片は完晶質斑状組織をなし、斑晶は斜長石、石基は短冊状斜長石より成る。有色鉱物は全て緑泥石~粘土鉱物に変化する。また角礫を構成する安山岩質凝灰岩は、粘土鉱物に変化したガラスおよび若干の融食をうけた石英を斑晶状に有する火山礫凝灰岩である。これらの角礫は緑泥石化、粘土化変質に加え、方解石により交代される。膠着物は隠微晶質で緑泥石化および粘土化変質を受け、時々菱マンガン鉱の細脈により切られる。方解石細脈は全ての構造を切る最終ステージにも出現する。鉱化帯（試料19-24.6）の鏡下での観察では強い珪化・絹雲母化変質により原岩構造は全く残存せず、石英・菱マンガン鉱細脈により縦横に貫かれる。鉱石鉱物は黄鉄鉱を主体とし方鉛鉱、閃亜鉛鉱、黄銅鉱が、主として石英・菱マンガン鉱細脈に伴われる。更に黄銅鉱は四面銅鉱を極く微量伴う。一部には黄鉄鉱の周辺が輝銅鉱および銅藍に変化する。

### 3. 2. 6 MJMT-20

本孔は孔口より深度1.3mまで花崗閃緑岩、以後40.0mの孔底まで安山岩質凝灰岩が分布する。石英細脈を伴う珪化変質帯は深度27.65~27.75m、29.90~33.20m間に分布する。これらの珪化帯のうち前者は採取長0.1mで、Au<0.1g/t、Ag<0.1g/t、Pb0.88%、Zn4.72%、Cu0.04%、後者は32.0~33.2m間の1.2mで、Au1.2g/t、Ag<0.1g/t、Pb0.28%、Zn13.46%、Cu0.46%の鉱化帯を伴う。

安山岩質凝灰岩（試料20-9.0）の鏡下での観察では完晶質角礫状組織を有し、岩片あるいはガラス部と想定される部分は絹雲母化変質を主体とし、緑泥石化、緑糜石化変質を受け、また膠着物は方解石に交代される。時に緑泥石、方解石あるいは菱マンガン鉱・不透明鉱物細脈により切られる。石英・菱マンガン鉱細脈に伴う鉱化帯（試料20-32.3）の鏡下での観察では、黄銅鉱の包有物を多量に含む閃亜鉛鉱を主体とし、黄鉄鉱、黄銅鉱及び微量の方鉛鉱を伴う。閃亜鉛鉱の割れ目沿いに金粒（エレクトラム）を認めた。黄銅鉱の外周および閃亜鉛鉱の割れ目沿いには輝銅鉱および銅藍を伴う。

### 3. 2. 7 MJMT-21

本孔は全長にわたり安山岩質凝灰岩より成る。深度26.0~34.3m間は石英細脈を伴う強~中珪化変質帯を形成する。この中で深度26.3~30.3m間の4.0m間で、Au2.1g/t、Ag0.29g/t、Pb1.81%、Zn1.34%、Cu0.18%、31.5~34.3m間の2.8mでAu<0.1g/t、Ag<0.1g/t、Pb0.06

%、Zn2.17%、Cu<0.01%の2層の鉱化帯が捕捉された。両鉱化帯の中間部の1.2m間はAu 0.5g/t、Ag<0.1g/t、Pb0.24%、Zn0.95%、Cu0.08%であり、全体が一つの鉱化帯としてまとまる可能性も有している。

鉱化帯近傍の安山岩質凝灰岩（試料21-36.0）の鏡下での観察では完晶質、角礫状組織を有し、強い絹雲母化変質および緑泥石化変質をうける。火山ガラスは粘土化変質をうけ外周部に緑簾石の微晶結晶が配列する。石英-緑簾石細脈および粘土細脈が認められる。鉱化帯（試料21-30.0）の鏡下での観察では硫化鉱物はほとんど溶出し、Fe-Mn酸化物に変化している。

### 3. 2. 8 MJMT-22

本孔は深度21.2~22.0m間に岩脈を産するほかは全長にわたり花崗閃緑岩より成る。強~中珪化変質帯が深度32.2~42.25m間に出現する。特に32.9~33.95m間は石英脈~石英細脈の密集帯を形成する。分析結果、32.9~35.2m間の2.3m間はAu1.2g/t、Ag145.6g/t、Pb11.23%、Zn1.75%、Cu0.18%と優勢な鉱化帯を形成している。

岩脈（試料22-21.6）の鏡下での観察では、完晶質セリイット組織を有し、斜長石、石英および緑泥石・不透明鉱物あるいは緑泥石・緑簾石・不透明鉱物の組み合わせに変化した微量の有色鉱物より成るトナル岩組成を有する。変質作用は比較的弱い、方解石により一部交代される。

### 3. 2. 9 MJMT-23

本孔は全長にわたり花崗閃緑岩より成る。深度6.7~7.8m、22.0~23.3mおよび33.4~40.7m間に珪化変質帯が認められる。いずれの変質帯も低品位鉱染帯が出現するが、まとまりに乏しい。鉱計基準に達するものは33.9~34.3mの0.4m間Au<0.1g/t、Ag<0.1g/t、Pb 0.03%、Zn2.27%、Cu<0.01%、38.0~39.10mの1.10m間Au0.2g/t、Ag16.2g/t、Pb1.37%、Zn0.07%、Cu0.14%、および39.7~40.7mの1.0m間Au<0.1g/t、Ag15.8g/t、Pb0.09%、Zn 2.18%、Cu0.03%である。

### 3. 2. 10 MJMT-24

本孔は全長にわたり花崗閃緑岩より成る。珪化変質帯は小規模であり、深度18.2~20.8m、23.8~24.7m、30.3~31.8mおよび33.6~36.75m間に認められる。この中で36.1~36.6m間の0.5m間はMn酸化物に被覆された石英脈で、分析結果はAu4.8g/t、Ag<0.1g/t、Pb0.27%、Zn0.21%、Cu0.09%と金に富む鉱化帯を形成している。比較的新鮮な花崗閃緑岩（試料24-



16.3) の鏡下での観察では完晶質セリット組織を有し、石英、斜長石および緑泥石化した有色鉱物を主体とし、グラフィック構造を有する正長石を伴う。緑泥石化および緑簾石化変質が顕著である。

### 3. 2. 11 MJMT-25

本孔は全長にわたり花崗閃緑岩より成る。深度8.7~10.25m、13.7~14.4m、19.5~21.2m、25.2~26.1mおよび30.2~33.5m間に珪化変質帯を捕捉したが、鉱計基準に適合するような鉱化帯を認めることは出来なかった。珪化帯中に賦存する石英脈(試料25-305)の鏡下での観察では、硫化鉱物は全てFe-Mn酸化物に変化し全く残存しておらず、鉱化帯が天水変質作用により溶脱された可能性も存在する。

### 3. 2. 12 MJMT-26

本孔は深度17.7~18.1m間に岩脈を挟むほかは全長にわたり花崗閃緑岩より成る。深度9.2~10.0m、11.3~16.25m、20.35~26.1m、27.85~34.0m間に、Mn酸化物に染色された石英脈~細脈を含む珪化帯が認められる。これらの珪化帯は比較的Au品位に富む。深度25.3~25.5mの0.2m間でAu1.0g/t、Ag<0.1g/t、Pb0.68%、Zn0.09%、Cu0.04%、29.2~31.7m間の2.5m間でAu4.4g/t、Ag2.7g/t、Pb0.45%、Zn0.26%、Cu0.06%と鉱計基準を越える鉱化帯が捕捉された。

岩脈(試料26-17.8)の鏡下での観察では完晶質セリット組織を有し、MJMT-24孔で確認したトナル岩とほぼ同一組織を有する岩脈であるが、変質は若干弱い。

### 3. 2. 13 MJMT-27

本孔は深度14.85~15.4m、17.0~17.7m間に岩脈を有するほかは全長にわたり花崗閃緑岩が分布する。深度18.1~21.6m、24.2~25.3m、31.9~32.75m間に珪化変質帯を捕捉した。その中で31.9~32.75m間の0.85m間でAu6.7g/t、Ag<0.1g/t、Pb0.39%、Zn0.10%、Cu0.02%の鉱化帯を捕捉した。

岩脈(試料27-17.5)の鏡下での観察では完晶質斑状組織を有し、斑晶は斜長石を主体とし、普通輝石を伴い、極微量の不定形の石英および弱いグラフィック組織を有する正長石を随伴する。石基は短冊状斜長石、普通輝石、および有色鉱物より変化したと思われる緑泥石・絹雲母・不透明鉱物あるいは緑簾石・絹雲母・不透明鉱物の集合物より成り、閃緑斑岩に相当する。石英脈(試料27-25.3)の鏡下での観察では石英および菱マンガン鉱を主体とし、微量の絹雲母・粘土鉱物および不透明鉱物を随伴する。不透明鉱物はほとんど全て褐鉄鉱に変化する。褐鉄鉱の中には微量の白鉛鉱も認められる。

### 3. 2. 14 MJMT-28

本孔は全長にわたり花崗閃緑岩が分布する。深度8.6~11.0m、19.5~20.6m、24.6~26.9mおよび28.0~30.1m間に珪化変質帯が認められた。分析結果26.1~26.75m間の0.65m間でAu 2.3g/t、Ag17.9g/t、Pb3.24%、Zn0.18%、Cu0.14%の鉱化帯が捕捉された。

## 4. 鉱量計算

### 4. 1 鉱体の連続性

今年度調査により捕捉された鉱化帯の連続性については未だ疑問の点も若干あるが、次の仮定により各鉱化帯を連結した。

1) 鉱体は断層・裂かに規制され生成する。従って確認あるいは推定される裂かに平行に鉱化帯は分布する。

2) 垂直方向にはほぼ一定の傾斜角を有して連続するものとし、その平均角度は70～80°とする。従って地表からの傾斜ボーリングにより調査された標高775～780mの中間坑準で捕捉した鉱化帯が、この平均角度範囲外にあるときは雁行脈として処理する。

この仮定に基き作成した地表ボーリングの断面図を Fig. 5、Pl-6に示す。

### 4. 2 確定鉱量

本年度調査の特徴の一つは、推定鉱画設定の上限高距である垂直高低差30mに相当する坑準を調査対象としたことにある。鉱床の連続性は昨年度の鉱計基準変更により水平的には平均37mと算出された。従って垂直的にも37mの連続性があるものと仮定することが出来、推定鉱画の上限高距にて鉱床面積が設定できれば、同一鉱体として確定鉱量に近い鉱画を設定することが出来ることとなる。今年度調査により捕捉された中間坑準の鉱化帯が、地表トレンチあるいは750m準のボーリングにより確認された鉱化帯に連続するとされるものについては、確定鉱量を以下の基準に従い計上する。

容積計算 : (上面積+下面積) × 1/2 × 高距

ブロック品位 : レベル品位の面積加重平均

比重 : 3.1

### 4. 3 推定・予想鉱量

前年度の基準と変わらず。但し比重は3.1とする。なおボーリング1本のみで捕捉した鉱化帯については鉱量計上しないものとする。本年度着鉱部の該当するものは次の通りである。

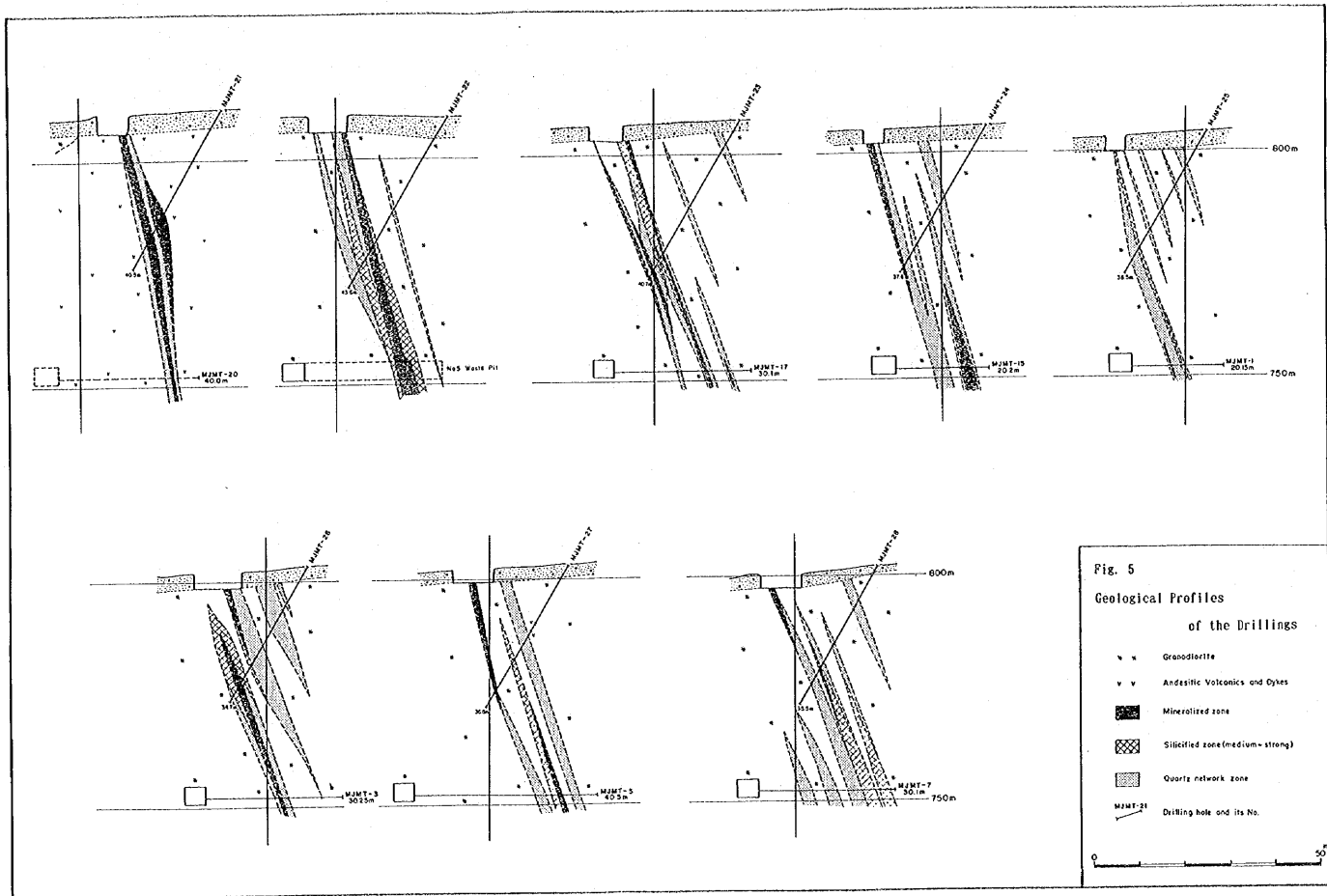
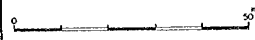


Fig. 5  
Geological Profiles  
of the Drillings

- • Granodiorite
- v v Andesitic Volcanics and Dykes
- Mineralized zone
- ▨ Silicified zone (medium-strong)
- ▩ Quartz network zone
- MJMT-21 Drilling hole and its No.







孔名	深度 m	採取長 m	Au g/t	Ag g/t	Pb %	Zn %	Cu %
MJMT-15	14.1~16.8	2.7	0.3	90.20	8.58	5.09	0.10
MJMT-17	25.0~25.3	0.3	0.3	2.30	0.62	4.56	0.06
MJMT-21	26.3~30.3	4.0	2.1	0.29	1.81	1.34	0.18
MJMT-23	38.0~39.1	1.1	0.2	16.20	1.39	0.57	0.14

#### 4.4 計算結果

本年度の鉱量計算結果総括表を第10表に、個々の鉱画の計算の詳細および鉱画図を資料18に示す。

本年度の鉱量計算では選鉱試験の一環として実施した比重測定結果を利用し、比重3.1として計算した。この結果、前年度計算結果(1,476,742t)に対し、67,886t増の1,544,627tの確定推定予想合計埋蔵鉱量を計上するに至った。

脈名	水平斷面積 (m <sup>2</sup> )	水平幅 (m)	高度 (m)	容積 (m <sup>3</sup> )	賦存率 (%)	比重	重量 (t)	品位				金屬量					
								Au (g/t)	Ag (g/t)	Pb (g/t)	Zn (g/t)	Cu (%)	Au (g)	Ag (kg)	Pb (t)	Zn (t)	Cu (t)
4 号脈 確定鉱量	545.5	1.2	26.4	14,362.5	100	3.1	44,524	1.96	85.37	6.06	1.93	0.19	87,862.26	3,801.03	2,700.08	860.50	83.27
脈名	水平斷面積 (m <sup>2</sup> )	水平幅 (m)	高度 (m)	容積 (m <sup>3</sup> )	賦存率 (%)	比重	重量 (t)	品位				金屬量					
地表以下	237	0.8	22.8	2,696.8	100	3.1	8,360	2.65	174.34	11.22	1.43	0.34	22,131.81	1,457.45	938.16	119.23	28.16
750m坑道準上	165	0.9	20.3	1,675.5	100	3.1	5,194	1.56	138.46	6.07	4.41	0.23	8,089.96	719.16	315.52	229.26	11.76
750m坑道準下	399	1.2	25.8	5,140.0	100	3.1	15,934	1.43	108.02	5.96	3.97	0.23	22,706.26	1,721.15	948.89	633.24	36.34
630m坑道準	559	1.0	55.5	15,511.5	100	3.1	48,086	1.46	217.64	6.42	4.84	0.31	69,973.25	10,455.54	3,085.62	2,395.77	149.57
計	1,960	1.0	36.8	25,023.8	100	3.1	77,574	1.58	185.16	6.82	4.26	0.29	122,901.29	14,363.29	5,288.19	3,307.50	225.84
6 号脈 地表以下	252	0.9	28.6	3,604.5	100	3.1	11,174	0.55	149.43	10.17	0.87	0.13	6,109.92	1,669.88	1,136.93	97.40	14.10
8 号脈 630m坑道準	135	1.2	54.3	3,663.0	100	3.1	11,355	0.07	637.81	1.49	3.98	0.03	840.27	7,242.57	169.05	482.45	2.86
確定鉱量 合計	1,747	1.0	37.0	32,291.3	100	3.1	100,103	1.30	232.52	6.59	3.85	0.24	129,851.48	23,275.54	6,594.17	3,857.35	262.79
確定・推定 總計	2,293	1.0	40.7	46,653.8	100	3.1	144,627	1.50	187.22	6.43	3.26	0.23	217,213.74	27,076.57	9,294.25	4,717.85	326.06
脈名	垂直斷面積 (m <sup>2</sup> )	水平幅 (m)	容積 (m <sup>3</sup> )	賦存率 (%)	比重	重量 (t)	品位				金屬量						
1 号脈	122,460	0.47	57,732.1	45	3.1	80,538	206	5.37	8.39				16,572.02	4,324.50	6,753.40		
1A 号脈	175,510	0.40	70,431.3	45	3.1	98,252	141	4.74	6.18				13,835.91	4,652.45	6,072.44		
1B 号脈	45,060	0.34	15,271.3	45	3.1	21,303	111	5.29	2.55				2,356.16	1,127.32	544.12		
計	343,030	0.42	143,435.7	45	3.1	200,093	164	5.05	6.68				32,764.09	10,104.27	13,369.96		
2 号脈	184,920	0.94	173,359.6	45	3.1	241,837	267	8.78	2.37				64,619.52	21,230.36	5,723.04		
2A 号脈	29,970	0.74	22,094.5	45	3.1	30,822	131	3.07	4.29				4,046.86	947.25	1,320.84		
2B 号脈	27,500	0.55	15,403.0	45	3.1	21,487	107	5.63	0.89				2,304.19	1,209.26	191.82		
2号脈上盤	23,660	0.92	21,767.2	45	3.1	30,365	129	6.99	4.66				3,917.12	2,122.53	1,415.02		
計	286,050	0.87	232,624.3	45	3.1	324,511	231	7.86	2.67				74,887.69	25,509.40	8,650.73		
630m坑道準上	55,585	0.71	39,666.1	65	3.1	79,927	186	8.00	5.55				14,889.81	6,397.03	4,438.02		
630m坑道準下	56,670	1.35	76,278.2	45	3.1	106,408	154	5.33	4.86				16,398.73	5,674.01	5,173.09		
北 部	84,360	0.51	42,803.7	45	3.1	59,711	75	4.63	1.91				4,461.87	2,767.19	1,140.10		
計	196,615	0.81	158,748.0	50	3.1	246,046	145	6.03	4.37				35,750.41	14,838.23	10,751.22		
4 A 号脈	265,850	0.40	107,201.5	45	3.1	149,546	295	9.17	3.96				44,188.73	13,717.46	5,924.77		
6 号脈	178,900	0.91	163,572.8	45	3.1	228,194	207	7.69	3.98				47,222.35	17,556.28	9,072.06		
8 号脈	151,600	0.94	142,736.2	49	3.1	215,020	488	4.93	3.64				104,871.32	10,598.88	7,819.35		
8A 号脈	27,060	0.37	10,106.7	47	3.1	14,706	398	6.73	2.94				5,847.80	990.24	432.72		
8号下盤脈	26,440	0.35	9,254.0	45	3.1	12,909	1708	18.51	6.64				22,049.14	2,389.52	857.18		
計	205,100	0.79	162,096.9	48	3.1	242,635	547	5.76	3.75				132,768.26	13,978.63	9,109.24		
10 号脈	22,710	0.28	6,440.5	45	3.1	8,984	1306	4.81	2.98				11,733.72	432.46	267.73		
予想鉱量 合計	1,478,255	0.66	974,119.7	46	3.1	1,400,000	271	6.87	4.08				379,365.25	96,136.73	57,145.71		
確定・推定・予想 總計	1,480,548	0.69	1,020,773.5	49	3.1	1,544,627	263	6.84	4.01				406,441.82	105,430.98	61,863.56		

第 10 表 鉱量計算結果總括表



## 5. 調査結果のまとめ

### 5. 1 地質

地表トレンチ調査、地表ボーリング調査および750m準における坑道およびボーリング調査において確認された地質単元は、上部原生界の変成岩類、中部～上部ジュラ紀の火砕岩類、これらを一貫して貫く上部ジュラ紀の花崗斑岩、花崗岩および花崗閃緑岩類である。変成岩類は10号脈の3トレンチおよび1号脈の南部2トレンチにて確認した。10号脈の3トレンチでは火砕岩源の比較的塊状の準片岩より成るが、1号脈の2トレンチでは片理構造(N-S系、40～50°W)が比較的明瞭な緑色片岩となっている。火砕岩は2号脈中央部の4トレンチ、南部の3トレンチ、4号脈詳細調査域の北側、概略調査の南部域2トレンチ、6号脈の5トレンチ、8号脈の9トレンチにて確認した。一般に安山岩質の凝灰岩、火山礫凝灰岩を主体とし、時に溶岩、凝灰角礫岩、および溶結凝灰岩を伴う。4号脈詳細調査域で確認した溶結凝灰岩はNW-SE系の走向を有し、北東側は北東へ、南西側は南西へ傾斜する緩い背斜構造が認められる。花崗斑岩は1号脈の北端にて認められた。粗粒の石英斑晶が特徴的である。花崗岩は、2号脈の北部2トレンチにて確認した、淡桃色の中粒等粒状岩である。花崗閃緑岩は、1号脈の北部、2号脈の中央部南側、4号脈詳細調査域南側、地表ボーリング、750m準の坑道およびボーリングおよび8号脈南側にて確認した。一般に中粒等粒状岩である。鏡下では斜長石、石英、正長石および有色鉱物より成り、正長石は一部マイクログラフィック組織を呈する。斜長石および有色鉱物は完全に絹雲母、時に炭酸塩鉱物、緑泥石、緑簾石に変質し、結晶型および双晶の痕跡により判定できるのみである。地表ボーリングでは花崗閃緑岩を貫く、トナル岩～閃緑斑岩岩脈を確認した。トナル岩は完晶質セリイット組織を有し、斜長石および石英を主体とし、緑泥石、緑簾石、不透明鉱物時に炭酸塩鉱物に交代された有色鉱物より成る。閃緑斑岩は完晶質、斑状組織を有し、斜長石および普通輝石を斑晶とし、短冊状斜長石、普通輝石、および緑泥石、絹雲母、緑簾石、不透明鉱物に交代された有色鉱物より成る。いずれも鉱床胚胎域に分布する岩石としては変質作用は弱い。更に地表ボーリングおよび坑内ボーリングの一部ではジュラ紀の火砕岩類を確認した。鏡下では火山ガラスを多量に含む安山岩質凝灰岩～火山礫凝灰岩である。

## 5. 2 変質作用

肉眼的には中程度の緑泥石化変質がほぼ全域に認められ、ゴッサン帯、石英脈、石英細脈～網状脈帯に近づくにつれ、粘土化変質が緑泥石化変質に重複する。粘土化変質が強くなるに従い緑泥石化変質は弱くなる。粘土化変質帯は一般に数m程度の規模を有する。珪化変質は石英細脈帯を伴うことが多い。一般に弱～中珪化帯は粘土化変質帯と重複することが多い。強珪化帯は地表部ではゴッサン帯に漸移するか、あるいは銅、鉛、亜鉛の硫化鉱物を伴うことが多い。珪化変質帯の規模は大部分1m以下である。

鏡下においては、絹雲母化変質が顕著である。斜長石および有色鉱物は薄片観察した限りにおいては全て絹雲母に交代され、原鉱物は全く残存しない。珪化変質は石英粒の細粒化および肉眼で網状脈とした幅0.1mm以下の微細脈で特徴付けられる。石英の細粒化は記載上はセリイット組織で表現したが、一部には波動消光を示す石英粒もあり、珪化変質作用にも少なくとも二時期存在する可能性がある。鏡下の観察で特筆すべきは肉眼鑑定で記載し得なかった炭酸塩化作用である。鏡下では比較的強い炭酸塩化変質および、炭酸塩鉱物より成る細脈が認められるが、調査時の希塩酸によるチェックでは発泡しないことからみて、Mg以上の重金属の炭酸塩であろうと推定される。珪化脈の反射光によるチェックでは多量のMn鉱物を検出しており、かつ鉱物試験を行った中間報告書では菱マンガン鉱が記載されており、菱マンガン鉱であろうと推定される。なお大規模な変質帯として捕捉することは出来なかったが、昨年度は電気石が、本年度は蛍石が石英脈に伴って極く僅かではあるが確認されており、相当長いレンジの鉱化変質作用が生じていた可能性が存在する。

## 5. 3 鉱化作用

本調査域に分布する鉱化帯は1号脈、2号脈、4号脈、6号脈、8号脈および10号脈の6脈が記載されている。これら6脈の鉱化帯を概観すれば、鉱石鉱物として方鉛鉱、黄銅鉱、四面銅鉱、黄鉄鉱等の硫化鉱物と白鉛鉱、緑色銅鉱、褐鉄鉱、マンガン酸化物等が認められる。これらの鉱石鉱物は一般にゴッサン帯、石英脈、強珪化帯および石英細脈～網状脈帯に認められ、鉱化帯を形成する。鉱化帯の規模は時に幅数mに達することもあるが、一般には数10cm単位であり、概して小規模であるといえる。その賦存形態は裂か系に支配される。

鏡下における観察では肉眼鑑定により認めた鉱石鉱物に加え、輝安銅銀鉱（ポリバサイト）、輝銀鉱、エレクトラム、自然銀、輝銅鉱、銅藍、磁硫鉄鉱、白鉄鉱を認めた。閃亜鉛鉱は黄銅鉱の微晶を包有するものとし、ないもの二種類が識別され、前者が卓越する。肉眼的にも黒褐色閃亜鉛鉱と淡褐色閃亜鉛鉱が認められるが、前者が卓越する。従って黒褐色閃亜鉛鉱が黄銅鉱を包有する閃亜鉛鉱に対応するものと考えられる。方鉛鉱は、白鉛鉱に交代されるものが多く、地表下60mまで天水性変質作用が及んでいることを示している。黄銅鉱は脈石

中に単独あるいは方鉛鉱、閃亜鉛鉱と共生する場合と閃亜鉛鉱の点滴状包有物として産する場合とがある。四面銅鉱は黄銅鉱と共生する場合が多く、時には黄銅鉱の周辺を皮膜上に覆われることもある。

輝銀鉱は黄銅鉱、四面銅鉱と共生する場合と、輝銅鉱、銅藍と共生して閃亜鉛鉱の周辺をとりまいて産する場合とがある。輝安銅銀鉱は方鉛鉱中に産する。エレクトラムは脈石中に単独で産する場合と閃亜鉛鉱中の割れ目沿いに産する場合とがある。

これらの鉱石鉱物の産状および分析品位の変動とを総合的に解析すれば、本地域における鉱化作用の変遷は大略次の様にとりまとめることが出来る。

- 1) 石英脈中に生じた貴金属を含む多金属鉱化作用。
- 2) 石英細脈～網状脈に伴うAu、Ag鉱化作用。Ag鉱化作用は銀鉱物および四面銅鉱を生成。
- 3) 炭酸塩化変質に伴う卑金属鉱化作用（鉱染状鉱化帯）。
- 4) 天水性変質作用によるPbおよびCuの富化作用（白鉛鉱、銅藍、輝銅鉱）。

#### 5. 4 埋蔵鉱量

埋蔵鉱量の対前年変動の詳細は次の通りである。

1. 鉱量確定化に伴う増減	増 (t)	減 (t)	差 (t)
確定7鉱画新設による増減	44,524		
推定4鉱画新設による増減	4,604		
推定5鉱画消滅による増減		23,261	
推定1鉱画高距変更による増減		315	
予想1鉱画面積変更による増減		5,908	
計	49,128	29,484	19,644
2. 比重変更による増減	比重 3.1	比重 3.0	差
推定鉱量 (t)	95,499	92,421	3,078
予想鉱量 (t)	1,400,000	1,354,837	45,163
計	1,495,499	1,447,258	48,241
合計	1,544,627	1,476,742	67,885

一方埋蔵品位については、予想鉱量については4号脈の1鉱画を除き比重を変更したのみで

あり、前年度対比する意味もないので、確定推定鉱量についてのみ以下論述する。

本年度の確推合計埋蔵品位はAu1.50g/t、Ag187.22g/t、Pb6.43%、Zn3.26%、Cu0.23%となり、対前年比でAu0.10g/t、Ag27.16g/t、Pb0.27%、Cu0.02%の減、Zn0.07%増となっている。

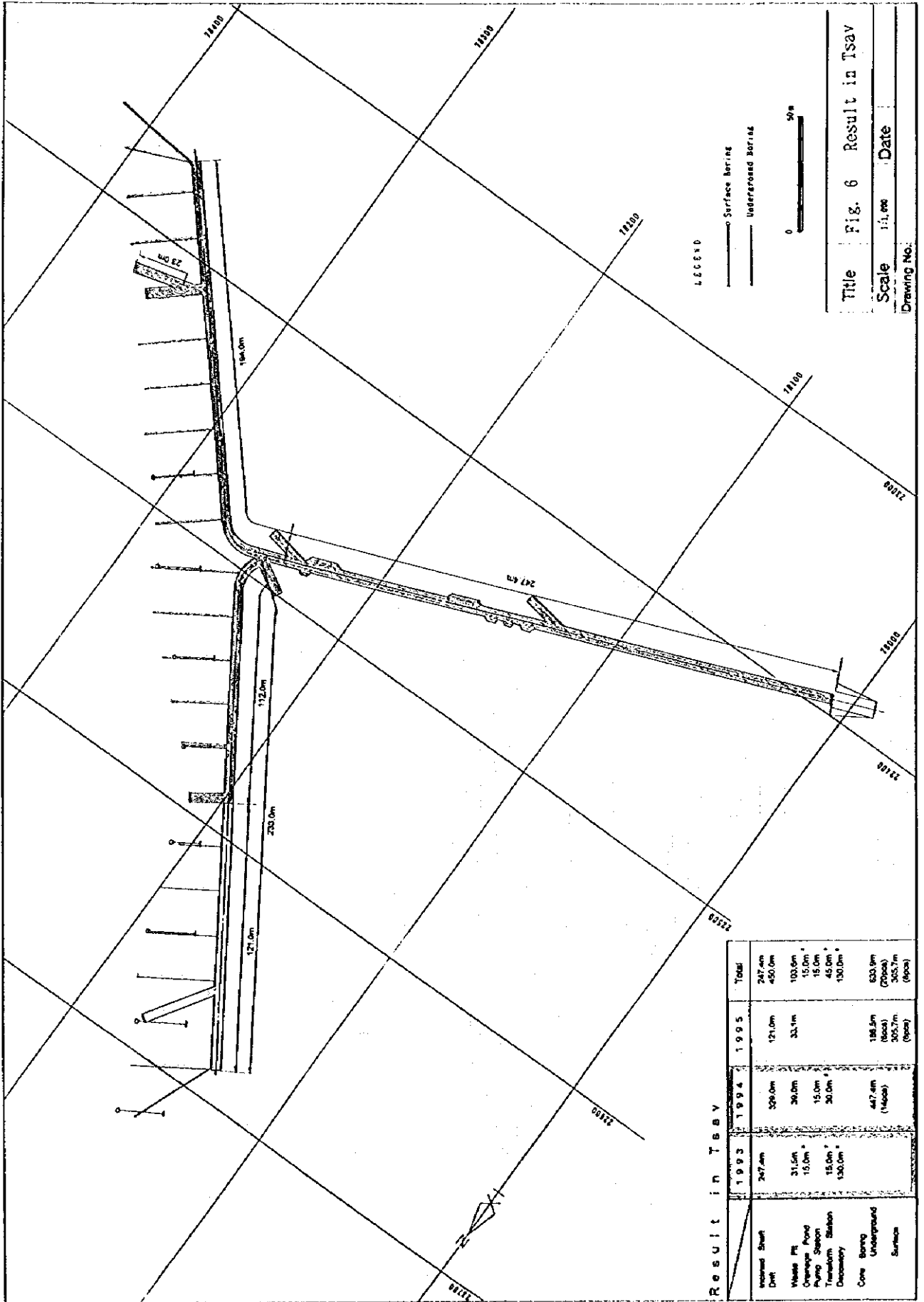
これを本年度の調査対象鉱脈である4号脈のみに限定して対比すれば次の通りである。

	鉱量 (t)	Au g/t	Ag g/t	Pb %	Zn %	Cu %
1995年	122,098	1.72	148.77	6.54	3.41	0.25
1994年	94,194	1.90	172.44	6.98	3.36	0.29
増減	+27,904	△0.18	△23.67	△0.44	+0.05	△0.04

すなわち、この結果は下部開発に向うにつれ、Au、Ag、Pb、Cuは品位低下し、Znは品位上昇することを暗示しているものと考えられる。

#### 5. 5 坑道およびボーリング調査

93～95年度における坑道およびボーリング調査作業量および位置図を Fig. 6に示す。



	Result in TSBV				Total
	1993	1994	1995		
Accessed Shaft	247.4m	309.0m	121.0m		247.4m
Dirt	450.0m				450.0m
Waste Pit	31.5m	39.0m	33.1m		103.6m
Charge Pond	19.0m				19.0m
Pump Station	15.0m	15.0m			30.0m
Transformer Station	15.0m				15.0m
Dispersary	130.0m				130.0m
Cone Boring		447.4m			447.4m
Underground		(Nobal)	188.5m		188.5m
Burrows			305.2m		305.2m
			(Open)		(Open)

2. The second part of the document is a list of names and addresses.

3. The third part of the document is a list of names and addresses.

4. The fourth part of the document is a list of names and addresses.

5. The fifth part of the document is a list of names and addresses.

6. The sixth part of the document is a list of names and addresses.

7. The seventh part of the document is a list of names and addresses.



### III. 選鉦試驗





### Ⅲ. 選鉱試験

#### 1. 目的

ツァヴ鉱床の代表的試料を出鉱予想品位に調整した選鉱試験試料から、浮遊選鉱法によって亜鉛・鉛精鉱を回収する選鉱試験を行うことにより、出鉱予想品位の鉱石に対する最適選鉱プロセスを選定する。

#### 2. 試験内容

##### 2. 1 試料調整

鉱石およびズリの試料は、1995年8月、ツァヴ鉱床4号脈立入坑道の右側側壁に露出している3つの鉱脈およびその前後からそれぞれ3種類採取した。これら各試料を各々サンプルブレーカーおよびサンプルグラインダーで-28メッシュに破碎し、鉛、亜鉛を分析した。また、これらを予想出鉱品位に近くなるよう、第11表のように混合調整したものを選鉱試験試料（原鉱）とした。

鉱種	鉱石1	鉱石2	鉱石3	ズリ1	ズリ2	ズリ3	原鉱	予想出鉱品位
配合割合(%)	9.94	6.25	6.53	10.51	40.35	26.42		
品位								
Pb(%)	25.66	38.04	30.11	0.88	0.09	0.10	7.05	6.4
Zn(%)	24.16	6.08	0.94	1.38	0.16	0.13	3.09	2.9

第11表 選鉱試験試料のための混合比率表

##### 2. 2 原鉱物性測定・分析

選鉱試験試料に対して発光分光分析、主成分化学分析を行い、選鉱試験に対する基礎的な知見を得ると共に真比重および粉碎仕事指数等の物性測定を行った。また、鉱石および選鉱試験産物等の顕微鏡観察を行い、各鉱物の存在状態についても調査した。

## 2. 2. 1 発光分光分析

選鉱試験試料（原鉱）の発光分光分析結果を第12表に示す。

発光分光分析結果は以下のとおりである。

- ① Al, Fe, Pb, Si, Zn が多量成分として検出された。
- ② Ca, Cu, Mg, Mn, Ti が少量成分として検出された。
- ③ Ba, Cr が微量成分として検出された。
- ④ Ag, As, Rb, Zr が極微量成分として検出された。
- ⑤ 上記の成分以外に今回の測定では検出されなかった。

項目	分析強度	項目	分析強度	項目	分析強度
Ag	・	Cr	△	Rb	・
Al	◎	Cu	○	Si	◎
As	・	Fe	◎	Ti	○
Ba	△	Mg	○	Zn	◎
Ca	○	Mn	○	Zr	・
Cd	・	Pb	◎		

ただし、◎：多量    ○：少量    △：微量    ・：極微量

第12表 原鉱の発光分光分析結果

## 2. 2. 2 主成分化学分析

発光分光分析結果を参考に分析成分を定め、主成分化学分析を実施した。また、蛍光X線分析を行い Cl, F, K, Na, P 等を確認し、同時に主成分化学分析結果をチェックした。主成分化学分析結果、蛍光X線分析結果を第13表、第14表に示す。

これらの分析結果は以下のとおりである。

- ① 有価金属として Pb, Zn が多い。Ag 品位は 139 g/l と高く、金も含まれる。
- ② Cu 品位は 0.15% と低い。
- ③ 微量成分(Cd, Ba, Cr等)は 0.0x% のオーダーである。

- ④ As は ppm オーダーの極微量しか含まれていない。  
 ⑤ 脈石の成分としては  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  を主体に、 $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$  の他に  $\text{Mn}$ ,  $\text{Ti}$ ,  $\text{F}$ ,  $\text{P}$  などが存在する。

項目	品位	項目	品位	項目	品位
Ag	139 g/t	Cr	0.01 %	S	5.23 %
Al	5.6 %	Cu	0.15 %	Si	24.4 %
As	83 ppm	Fe	4.64 %	Sn	5 ppm
Au	0.7 g/t	Mg	0.42 %	Ti	0.28 %
Bi	29 ppm	Mn	1.94 %	V	35 ppm
Ca	0.46 %	Mo	4 ppm	Zn	3.31 %
Cd	0.02 %	Pb	8.36 %	Zr	56 ppm

第13表 原鉱の主成分化学分析結果

項目	品位	項目	品位	項目	品位
$\text{Ag}_2\text{O}$	0.0035 %	F	0.291 %	$\text{PbO}$	4.0 %
$\text{Al}_2\text{O}_3$	18.7 %	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	5.16 %	$\text{Rb}_2\text{O}$	0.0286 %
$\text{As}_2\text{O}_3$	0.0042 %	$\text{In}_2\text{O}_3$	0.0044 %	$\text{SO}_3$	5.2 %
$\text{BaO}$	0.0207 %	$\text{K}_2\text{O}$	4.69 %	$\text{Sb}_2\text{O}_3$	0.0079 %
$\text{CaO}$	0.891 %	$\text{MgO}$	1.21 %	$\text{SiO}_2$	52.7 %
$\text{CdO}$	0.0225 %	$\text{MnO}$	2.51 %	$\text{TiO}_2$	0.59 %
Cl	0.0214 %	$\text{Na}_2\text{O}$	0.608 %	$\text{V}_2\text{O}_5$	0.0056 %
$\text{CuO}$	0.187 %	$\text{NiO}$	0.0052 %	$\text{ZnO}$	2.84 %
$\text{Cr}_2\text{O}_3$	0.0232 %	$\text{P}_2\text{O}_5$	0.252 %	$\text{ZrO}_2$	0.0137 %

第14表 原鉱の蛍光X線分析結果

### 2. 2. 3 真比重

選鉱試験試料（原鉱）および最良な選鉱試験条件で得られた鉛精鉱、亜鉛精鉱、尾鉱の真比重をピクノメーター法により測定した。測定結果を第15表に示す。

原鉱、鉛精鉱、亜鉛精鉱、尾鉱の真比重はそれぞれ 3.1、6.9、4.1、2.7である。

測定回数	原 鉱	鉛精鉱	亜鉛精鉱	尾 鉱
No. 1	3.301	6.785	4.028	2.678
No. 2	2.968	6.991	3.984	2.743
No. 3	3.042	6.875	4.321	2.704
平均	3.10	6.88	4.11	2.71

第15表 原鉱、鉛精鉱、亜鉛精鉱、尾鉱の真比重測定結果

#### 2. 2. 4 粉砕仕事指数

ハードグローブ試験機により各試料の粉砕仕事指数 (Wi) を測定した。測定は3回実施し、その平均値を求めた。測定した試料は選鉱試験試料 (原鉱)、鉱石 (3種)、ズリ (2種) の6種類である。測定結果を第16表に示す。

粉砕仕事指数は、ズリが11~14程度で、鉱石が8前後で、鉱石とズリの間にかかなりの差が認められる。選鉱試験試料は'93年度時に測定した値に近く、10~11程度と推定され、砕き易い鉱石といえる。

試料名	+200mesh(g)	-200mesh(g)	H. G. I.	Wi(kWh/st)
鉱石1	40.10	9.90	81.607	7.92
鉱石2	39.84	10.16	83.409	7.77
鉱石3	41.16	8.84	74.261	8.63
原 鉱	43.30	6.70	59.431	10.57
ズリ2	43.74	6.26	56.832	11.01
ズリ3	45.54	4.46	43.908	13.92

第16表 粉砕仕事指数測定結果

## 2. 2. 5 顕微鏡観察

### (1) 供試料と研究方法

銅・鉛・亜鉛鉱物等の浮選挙動を調査するために、鉱石、選鉱試験試料と選鉱産物等の研磨片を作成し、各鉱物の存在状況について顕微鏡観察を行った。一部の産物についてはX線回折分析、EPMA分析や硫外物の化学分析も実施し、顕微鏡観察結果を補強した。

### (2) 各試料の顕微鏡観察結果等

顕微鏡観察結果等を試料毎に以下に述べる。資料19 顕微鏡観察結果一覧表、資料20 顕微鏡写真、資料21 EPMA面分析結果を参照。

#### (鉱石1)

多量の閃亜鉛鉱、方鉛鉱、少量の黄銅鉱と微量のカルコサイト、コペリン、四面銅鉱、黄鉄鉱からなる。

閃亜鉛鉱は1cm以下の大きさで、自形をなし、一部に多量のドット状の黄銅鉱を包有している。

方鉛鉱は1.5cm以下の大きさで、塊状かつ自形をなし、稀に雨滴状の閃亜鉛鉱を包有している。

黄銅鉱は0.02mm以下の大きさで、ドット状～半自形をなし、閃亜鉛鉱中に包有されたり、閃亜鉛鉱と方鉛鉱の境界部に斑状に晶出することが多い。一部の黄銅鉱は周辺からカルコサイト、コペリンに交代されている。カルコサイト、コペリンは閃亜鉛鉱結晶中に毛状細脈状(幅0.01mm以下)に侵入している。また、四面銅鉱は方鉛鉱中に0.005～0.03mmの大きさで点在している。

黄鉄鉱は0.01～0.02mmの大きさで、自形をなし、脈石中に多く分布している。また、針鉄鉱が閃亜鉛鉱結晶中の小さなクラックや脈石との境界部にフィルム状に晶出している。

#### (鉱石2)

多量の閃亜鉛鉱、方鉛鉱、少量の黄銅鉱、黄鉄鉱と微量のカルコサイト、コペリン、四面銅鉱、エレクトラムからなる。

閃亜鉛鉱は0.2～0.5mmの大きさで、自形をなすが、縞状に割れ目が存在する。黄銅鉱や方鉛鉱がそのクラック(幅0.02mm)沿いに侵入したり、ドット状に包有される。

方鉛鉱は0.2mm以上の大きさで、自形をなす。閃亜鉛鉱との境界部では方鉛鉱はアムーバ状に閃亜鉛鉱側に侵入している。方鉛鉱結晶中には微量の閃亜鉛鉱以外に他の

鉱物は包有されない。

黄銅鉱は 0.001~2mm の大きさで、他形をなし、閃亜鉛鉱中にドット状や斑状に侵入している。カルコサイトは黄銅鉱の一部を交代したり、閃亜鉛鉱中のクラック沿いに晶出している。カルコサイトの中には部分的にコベリンに交代されているものが認められる。四面銅鉱は 0.005~0.03mm の大きさで、方鉛鉱や閃亜鉛鉱中に脈状に存在する。

黄鉄鉱は 0.03~0.1mm の大きさで、自形をなし、閃亜鉛鉱や黄銅鉱に包有される。エレクトラムは、脈石中に大きさ 0.015mm のものと黄銅鉱や閃亜鉛鉱と共存する 0.05mm の 2 粒子が観察された。

共生関係は、黄鉄鉱→閃亜鉛鉱→方鉛鉱・黄銅鉱→カルコサイト・コベリンのように推定される。

### (鉱石3)

多量の方鉛鉱、少量の黄銅鉱、と微量の四面銅鉱、カルコサイト、黄鉄鉱からなる。

方鉛鉱は 2mm 程度の大きさで、自形をなす。方鉛鉱粒界に沿って変質され、微粒化し、セルサイトに交代され、一部は仮像状になっている。

黄銅鉱は 0.03~0.2mm の大きさで、他形をなし、方鉛鉱中に黄鉄鉱を包有して侵入している。その一部は四面銅鉱と共生している。四面銅鉱は 0.02~0.07mm の大きさで、他形をなし、方鉛鉱中に晶出している。カルコサイトは黄銅鉱の一部を交代している。

黄鉄鉱は 0.03~0.06mm の大きさで、自形をなし、方鉛鉱に包有される。

### (選鉱試験試料)

粒子は径 0.1~0.7mm で、大半が 0.2mm 以上である。多量の方鉛鉱、中量の閃亜鉛鉱、黄鉄鉱、微量の黄銅鉱、カルコサイト、コベリン、四面銅鉱、針鉄鉱よりなる。

方鉛鉱は 0.1~0.3mm の大きさで、自形をなす。単体分離度は良好である。

閃亜鉛鉱は 0.2~0.7mm の大きさで、単体分離度は約 90% で一部に黄銅鉱ドットを包有するものがある。

黄鉄鉱は 0.03~0.7mm の大きさで、約 50% が単体、残り 50% は脈石との片刃をなしている。

黄銅鉱は閃亜鉛鉱中にドット状に包有されたり、カルコサイトと片刃をなしている。カルコサイトは 0.1~0.2mm の大きさで、黄銅鉱を一部交代した片刃をなしている。コベリン、四面銅鉱はカルコサイトや黄鉄鉱と片刃をなしている。

針鉄鉱は脈石と片刃をなしているものが多い。

(鉛精鉱1—直接優先浮選)

粒子は径 0.03~0.2mm で、多量の方鉛鉱、少量の閃亜鉛鉱、微量の黄鉄鉱、四面銅鉱、カルコサイト、コベリンおよびエレクトラムからなる。

方鉛鉱は 0.02~0.2mm の大きさで、約90%が単体、残り10%がセルサイト、閃亜鉛鉱、黄鉄鉱との片刃である。

閃亜鉛鉱は 0.06~0.2mm の大きさで、単体と片刃が半々である。セルサイト、方鉛鉱との片刃が多い。

黄鉄鉱は 0.03~0.6mm の大きさで、単体：片刃=3：7である。方鉛鉱、カルコサイトとの片刃が多い。

四面銅鉱は方鉛鉱と片刃をなしている。カルコサイト、コベリンは単体と片刃が半々で、黄銅鉱、閃亜鉛鉱、黄鉄鉱と片刃をなしている。

エレクトラムは 0.01~0.02mm の大きさで、単体で1粒、閃亜鉛鉱に2粒認められた。

(鉛精鉱2—総合分離浮選)

粒子は径 0.01~0.3mm で、極多量の方鉛鉱、少量の閃亜鉛鉱、微量の黄鉄鉱、黄銅鉱、四面銅鉱、カルコサイト、コベリンおよびエレクトラムからなる。

方鉛鉱は 0.01~0.3mm の大きさで、約90%が単体、残り10%がセルサイト、黄銅鉱との片刃である。

閃亜鉛鉱は 0.02~0.2mm の大きさで、単体：片刃=2：8である。カルコサイトに表面を被覆された片刃が多い。また、方鉛鉱との片刃も認められる。

黄鉄鉱は 0.02mm 以下の大きさで、単体が約30%、残りは方鉛鉱、カルコサイトとの片刃をなしている。

黄銅鉱は 0.1mm 以下の大きさで、単体と片刃が半々である。方鉛鉱、閃亜鉛鉱、カルコサイトとの片刃が多い。カルコサイト、コベリンは 0.03~0.2mm の大きさで、単体が約60%、残りは黄銅鉱、閃亜鉛鉱、黄鉄鉱と片刃をなしている。四面銅鉱は方鉛鉱と片刃をなしている。

0.03mm の大きさのエレクトラムが単体で1粒認められた。

(亜鉛精鉱1—直接優先浮選)

粒子は径 0.01~0.2mm で、多量の閃亜鉛鉱、少量の黄鉄鉱、方鉛鉱、微量の黄銅鉱からなる。

閃亜鉛鉱は 0.03~0.2mm の大きさで、単体が約70%、残りは黄銅鉱ドットを包有するものや黄鉄鉱、方鉛鉱との片刃が多い。

方鉛鉱は 0.02~0.2mm の大きさで、約60%が単体、残りは閃亜鉛鉱、カルコサイ

ト、脈石との片刃である。

黄鉄鉱は 0.01~0.04mm の大きさで、単体が約80%、残りが方鉛鉱、カルコサイト、黄鉄鉱との片刃が多い。

黄銅鉱は閃亜鉛鉱中にドット状に存在するもの他に、0.01mm 以下の粒子で、単体と片刃が半々に存在する。閃亜鉛鉱、カルコサイトとの片刃が多い。

#### (亜鉛精鉱2 - 総合分離浮選)

粒子は径 0.02~0.7mm で、極多量の閃亜鉛鉱、多量の黄鉄鉱、微量の方鉛鉱、黄銅鉱、カルコサイト、コベリンおよびエレクトラムからなる。

閃亜鉛鉱は 0.02~0.2mm の大きさで、単体が約80%、残りは大半がドット状の黄銅鉱を包有したもので、微細脈沿いにカルコサイトが侵入した片刃も認められる。

黄鉄鉱は 0.05~0.7mm の大きさで、単体がほとんどで、カルコサイトとの片刃が微量認められる。

方鉛鉱は 0.3mm 以下の大きさで、閃亜鉛鉱や脈石との片刃が約75%ある。

黄銅鉱は 0.02~0.1mm の大きさで、単体と片刃が半々である。閃亜鉛鉱、カルコサイトとの片刃が多い。カルコサイト、コベリンは 0.04~0.06mm の大きさで、片刃が約60%ある。黄銅鉱、黄鉄鉱、閃亜鉛鉱、方鉛鉱と片刃をなしている。

大きさ 0.02mm のエレクトラムがドット状黄銅鉱を包有する閃亜鉛鉱中に1粒認められた。

#### (中鉱1 - 直接優先浮選鉛中鉱)

粒子は径 0.07~0.3mm で、多量の閃亜鉛鉱、中量の黄鉄鉱、方鉛鉱、少量の黄銅鉱、微量のカルコサイト、脈石からなる。

閃亜鉛鉱は 0.1~0.3mm の大きさで、単体：片刃=7：3である。片刃はドット状の黄銅鉱を含むもの、カルコサイトが微細脈を充填しているものが多い。

黄鉄鉱は単体、片刃がほぼ半々である。カルコサイト、四面銅鉱、閃亜鉛鉱、方鉛鉱との片刃をなしている。

方鉛鉱は 0.1~0.2mm の大きさで、単体と片刃が半々である。片刃の中にはその周辺部がセルサイトに交代されているものが多い。

黄銅鉱は 0.1~0.3mm の大きさで、単体は約10%と少なく、大半の粒子がカルコサイトや閃亜鉛鉱との片刃をなしている。カルコサイトは 0.1~0.2mm の大きさで、元の黄銅鉱が残っている粒子が多い。

脈石は 0.1~0.3mm の大きさで、概ね単体であるが、一部に黄鉄鉱や方鉛鉱との片刃がある。



(中鉱2 - 直接優先浮選亜鉛中鉱)

粒子は径 0.03~0.3mm で、多量の閃亜鉛鉱、中量の黄鉄鉱、少量の黄銅鉱、方鉛鉱、脈石、微量の四面銅鉱、セルサイトからなる。

閃亜鉛鉱は 0.1~0.3mm の大きさで、単体：片刃=8：2である。ドット状の黄鉄鉱を包有するものと、黄鉄鉱、カルコサイトとの片刃が半々になっている。

黄鉄鉱は 0.1~0.3mm の大きさで、単体：片刃=9：1である。大半の片刃はカルコサイトが小さな裂か沿いに侵入している形態をなしている。

黄銅鉱は 0.03~0.2mm の大きさで、単体と片刃が半々である。片刃の約60%は閃亜鉛鉱と、残りはカルコサイト、黄鉄鉱との片刃である。四面銅鉱は 0.02mm 程度の大きさで、黄銅鉱中に脈状に包有されたり、黄鉄鉱と片刃をなしている。

方鉛鉱は 0.1~0.2mm の大きさで、単体と片刃が半々である。片刃の大半がセルサイトに交代されたものである。

脈石は、0.1~0.3mm の大きさで、単体：片刃=7：3であり、黄鉄鉱との片刃をなしている。

中鉱1に比べ、カルコサイトとの片刃をなす閃亜鉛鉱が少なく、セルサイト化した方鉛鉱の片刃が多い特徴がある。

(中鉱3 - 総合分離浮選Bulk中鉱)

粒子は径 0.03~0.3mm で、極多量の黄鉄鉱、少量の閃亜鉛鉱、脈石と微量の方鉛鉱、黄銅鉱、カルコサイト、四面銅鉱からなる。

黄鉄鉱は 0.03~0.3mm の大きさで、単体が約90%、残りはカルコサイト（一部にコペリン）が裂かを充填した片刃が多い。

閃亜鉛鉱は 0.1~0.3mm の大きさで、単体が約90%、残りは黄鉄鉱、方鉛鉱、黄銅鉱、カルコサイトとの片刃と粒子周縁部にカルコサイトがコーティングしているものと半々である。

方鉛鉱は 0.06~0.2mm の大きさで、単体と片刃が半々である。片刃の量はセルサイトに交代されたもの、カルコサイトに交代されたもの、閃亜鉛鉱との片刃の順である。

黄銅鉱とカルコサイトは 0.3mm 以下の大きさで、単体は少なく、両者の片刃が大半である。四面銅鉱は 0.01~0.02mm の大きさで、黄鉄鉱や黄銅鉱との片刃で、かつ方鉛鉱に包有されている。

脈石は 0.03~0.3mm で、単体が主である。

(中鉱4 - 総合分離浮選Pb浮選中鉱)

粒子は径 0.03~0.3mm で、極多量の黄鉄鉱、少量の閃亜鉛鉱、方鉛鉱、微量の黄銅鉱、四面銅鉱、カルコサイト、脈石からなる。

黄鉄鉱は 0.03~0.3mm の大きさで、単体：片刃=95：5である。閃亜鉛鉱、カルコサイトとの片刃が半々である。

閃亜鉛鉱は 0.1~0.3mm の大きさで、単体と片刃が半々である。片刃の内約60%は、ドット状の黄鉄鉱を包有したもので、残りは方鉛鉱との片刃とカルコサイトに侵入された片刃が半々である。

方鉛鉱は 0.07~0.3mm の大きさで、単体と片刃が半々である。片刃の内約60%はセルサイトとのもので、残りは閃亜鉛鉱とのものである。

黄銅鉱は 0.05~0.2mm の大きさで、単体と片刃が半々である。片刃はカルコサイトとのものが大半である。四面銅鉱は 0.015~0.02mm の大きさで、閃亜鉛鉱中に黄銅鉱と共存して晶出したものや黄銅鉱との片刃である。カルコサイトは 0.02mm 以下の大きさで、閃亜鉛鉱、黄銅鉱、方鉛鉱との片刃をなしている。

脈石は 0.2mm 以下の大きさで、約80%が単体、残りは黄鉄鉱との片刃が多い。

#### (尾鉱1—直接優先浮選)

粒子は径 0.06~0.3mm で、極多量の脈石、中量の黄鉄鉱、微量の方鉛鉱、閃亜鉛鉱、セルサイトからなる。

方鉛鉱は 0.1mm 以下の大きさで、単体が60~70%、残りは黄鉄鉱や脈石との片刃をなしている。セルサイトは 0.09mm 以下の大きさで、脈石との片刃が多い。

閃亜鉛鉱は 0.09~0.2mm の大きさで、単体が60~70%、残りが黄鉄鉱や脈石との片刃である。

黄鉄鉱は 0.03~0.2mm の大きさで、単体が約90%、残りが脈石との片刃である。全体的に閃亜鉛鉱が方鉛鉱より多い。

#### (尾鉱2—総合分離浮選)

粒子は径 0.06~0.3mm で、極多量の脈石、中量の黄鉄鉱、微量の方鉛鉱、閃亜鉛鉱、セルサイトからなる。

黄鉄鉱は 0.06~0.3mm の大きさで、脈石との片刃が約70%を占める。

方鉛鉱は 0.06mm 以下の大きさで、単体が約90%、残りは黄鉄鉱との片刃である。セルサイトは 0.09~0.1mm の大きさで、脈石との片刃である。

閃亜鉛鉱は 0.09mm 以下の大きさで、単体が約60~70%、残りが黄鉄鉱、脈石との片刃である。

#### (尾鉱3—総合分離浮選)

粒子は径 0.005~0.3mm で、極多量の脈石、少量の黄鉄鉱、微量の閃亜鉛鉱、黄銅鉱、方鉛鉱、セルサイトからなる。

黄鉄鉱は 0.005~0.9mm の大きさで、単体と片刃が半々である。脈石、閃亜鉛鉱との片刃が多い。

閃亜鉛鉱は 0.06~0.09mm の大きさで、供試料中に数粒である。片刃が約70%を占め、脈石、ドット状の黄銅鉱である。

黄銅鉱も数粒で、0.01mm 以下の大きさで、脈石との片刃が多い。

方鉛鉱は1粒認められ、黄鉄鉱、脈石との片刃をなしている。セルサイトは 0.07~0.1mm の大きさで、脈石との片刃である。

#### (EPMA面分析)

顕微鏡観察でセルサイトと思われる鉱物が観察されたので、その量が多い試料鉱石3の方鉛鉱を交代する鉱物についてEPMA面分析をおこなった。分析の結果、Pb、C成分が検出されたので、X線回折では検出されていなかったが、顕微鏡下の産状も参考にして、その鉱物をセルサイトと同定した。

鉛精鉱2で述べたように、閃亜鉛鉱粒がカルコサイトに薄膜状に取り囲まれている組織が顕微鏡観察されたが、EPMA面分析によっても確認され、かつ閃亜鉛鉱粒中にはCu分は染み込んでいないことが明らかになった。

また、共存する方鉛鉱粒にはほとんどAg成分が検出されなかった。

EPMA面分析により四面銅鉱のAg分をチェックしたところ、かなり含まれていることが確認され、含銀四面銅鉱であることを確認した。

#### (化学分析結果)

顕微鏡観察結果やEPMA面分析結果から、硫外鉛鉱の存在が予想されたので、原鉱、尾鉱1、尾鉱2に対し硫外鉛成分の化学分析を実施し、第17表の結果を得た。尾鉱の大半は硫外成分で、硫化成分は極少である。

	原鉱	尾鉱1	尾鉱2
T-Pb (%)	9.1	0.81	0.97
硫外Pb (%)	1.2	0.77	0.79
硫化Pb (%)	7.9	0.04	0.18

第17表 硫外鉛の化学分析結果

#### (3) X線回折

原鉱、ズリ1、尾鉱1、尾鉱2についてX線回折分析を実施した。分析結果は第18表に示す。資料22 X線チャート参照

鉱物名	原鉱 (浮選給鉱)	ズリ1	尾鉱1 (直接優先)	尾鉱2 (総合分離)
Quartz	◎	◎	◎	◎
K-feldspar	△	△		△
Plagioclase	・	・	・	・
Rhodochrosite	○	○	・	○
Sericite	△	○	○	○
Chlorite	△	△		△
Galena	○	・	△	△
Sphalerite	◎		△	
Pyrite	△	・	○	△

但し ◎：多量 ○：中量 △：少量 ・：微量

第18表 X線回折分析結果一覧表

分析結果より以下の知見を得た。

- ① 鉱石鉱物は閃亜鉛鉱、方鉛鉱および黄鉄鉱である。
- ② 主な脈石鉱物は石英、菱マンガン鉱、セリサイトおよび緑泥石である。一部にカリ長石が認められる。また、微量の斜長石も認められる。
- ③ それ以外の鉱物は認められなかった。

## 2.3 浮遊選鉱試験

### 2.3.1 粉砕試験

選鉱試験試料の被粉砕性および単体分離度を把握するために摩砕粉砕試験を行った。粉砕時間0分、3分、5分、10分における被粉砕産物を各々 +65~-325 mesh の7粒度群に篩分けし、得られた7産物の成分分析を行い、有価金属の粒度別分布率を算出した。

各粉砕時間における鉱量および金属の粒度分布率を Fig. 7 ~ Fig. 10 に示す。資料23 粉砕試験結果参照

それらの結果から次の知見が得られた。

- ① 主要構成鉱物である鉛・亜鉛は比較的粗粒(+65Mesh 産物量 = 15%程度)で単体分離

でき、'93 年度時の結果と同様である。

- ② 0分 粉碎試料では金属分布はその種類によりばらつきはあるが、+65Mesh 部が 50 % 以上 -325Mesh 部が約 20% と、鉱量粒度分布と概ね類似している。
- ③ 10分粉碎試料では、銅・鉛の半分が -325Mesh 以下になり、鉛については過粉碎になっている。
- ④ 金属鉱物はズリと比べ砕け易く、被粉碎性に選択性が認められる。さらに銅・鉛は亜鉛・鉄より砕かれ易い。
- ⑤ 金銀も銅・鉛・亜鉛と同じような粒度分布をし、特に銀と鉛の粒度分布は似通っている。
- ⑥ 銅は初めから細かい部分に多く存在し、銅鉱物の粒径が小さいことを示している。

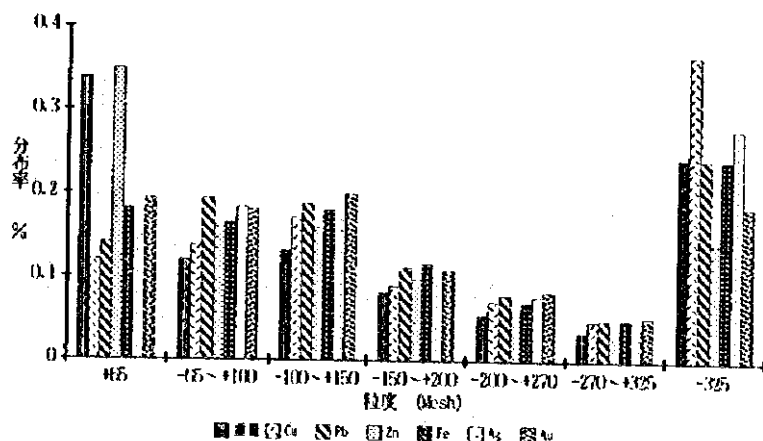


Fig. 7 Size Distribution of Weight and Metal Elements (Milling time: 0 min)

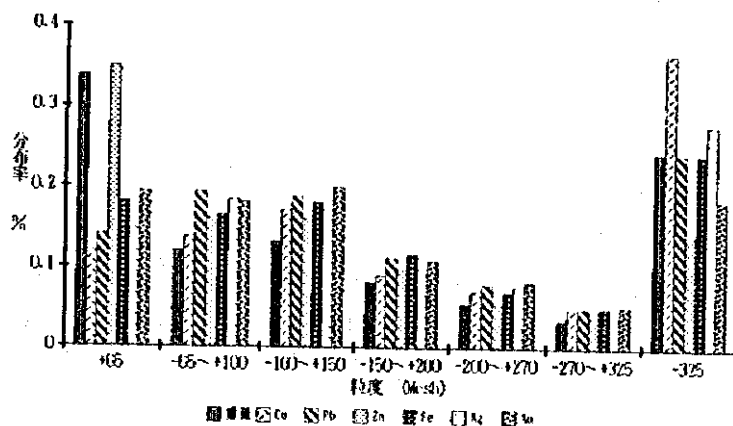


Fig. 8 Size Distribution of Weight and Metal Elements (Milling time: 3 min)

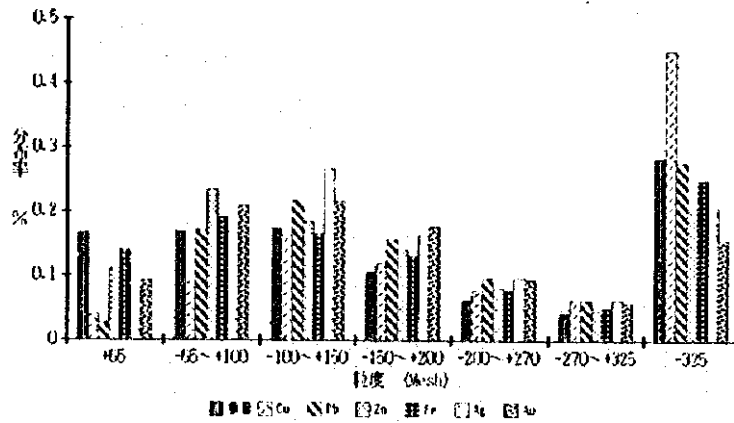


Fig. 9 Size Distribution of Weight and Metal Elements (Milling time: 5 min)

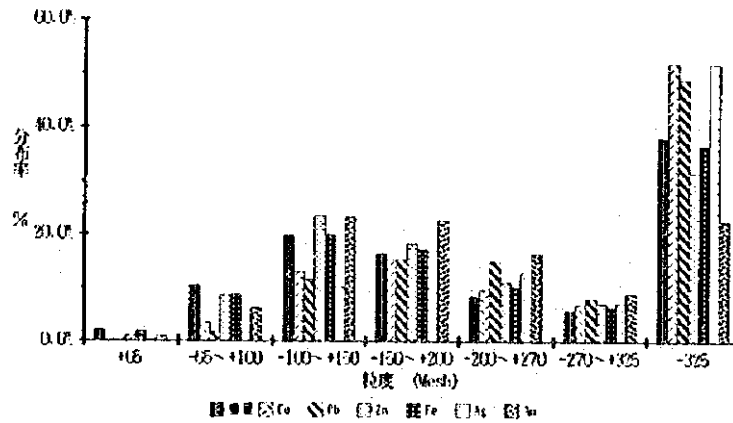


Fig. 10 Size Distribution of Weight and Metal Elements (Milling time: 10 min)

### 2. 3. 2 粒度別浮選試験

粉碎試験で推定された選鉱試験試料の適正な単体分離度(+65Mesh 産物量 = 15%程度)に試料を調整し、総合浮選を行った。試験フローシートをFig. 11 に示す。0~2分、2~6分、6~15分の区分で採取した各浮鉱と尾鉱産物を +65~-325 mesh の7粒度群に篩分けし、得られた7産物の成分分析を行い、有価金属の粒度別分布率を算出した。さらに、各浮選時間毎の浮鉱率を算出し、粒度別の浮鉱率を求めた。また、後述するように '93 年度時の試験結果と異なる結果が現れ、予察試験後に活性剤無添加の粒度別浮選試験を追加実施した。各浮選時間における粒度別浮鉱率を Fig. 12 ~ Fig. 14 に、各粒度における浮鉱率の時間変化を Fig. 15 ~ Fig. 23 に示す。資料2 4 粒度別浮選試験 (活性剤有)、資料2 5 粒度別浮選試験 (活性剤無) 参照。

それらの結果から次の知見が得られた。

- ① 活性剤無添加の場合も活性剤添加の場合も試験結果に大きな違いが認められず、亜鉛鉱物の銅活性化が存在することが判明した。
- ② 浮選のし易い粒度は -100 ~ 350 Meshで、この間の粒度では浮鉱率に大きな差はない。次いで -325 Mesh の微細粒部分、+65 Meshの粗粒部分の順となる。
- ③ 主要金属は鉛、亜鉛、銅の順に浮き易く、特に亜鉛の浮鉱率が高く、活性剤の影響より、鉱石に含まれる銅鉱物の活性化が顕著である。
- ④ 浮選時間は6分程度で大半の鉛・亜鉛を回収できる。粗選における採取率95%を目標としても12分程度で浮選が完了する。
- ⑤ 金、銀も鉄より浮き易く、鉛、亜鉛、銅に類似する。

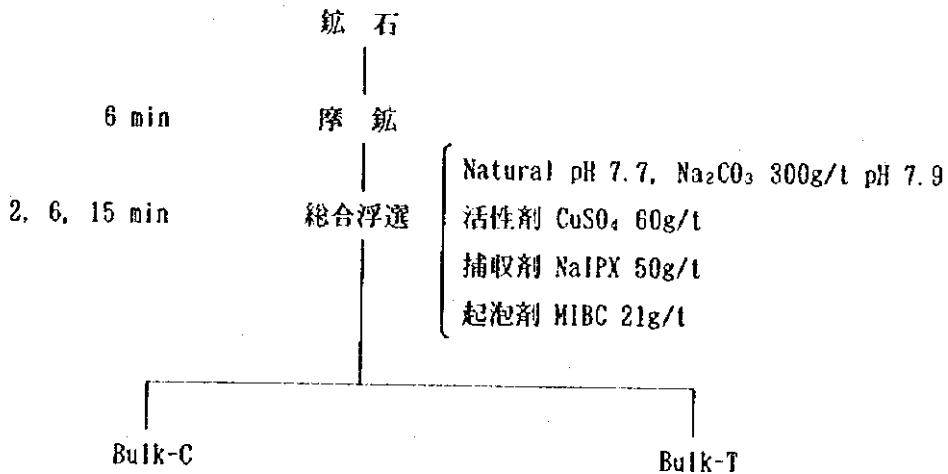


Fig. 11 Flotation test Flow sheet for Grain size (Bulk Flotation)

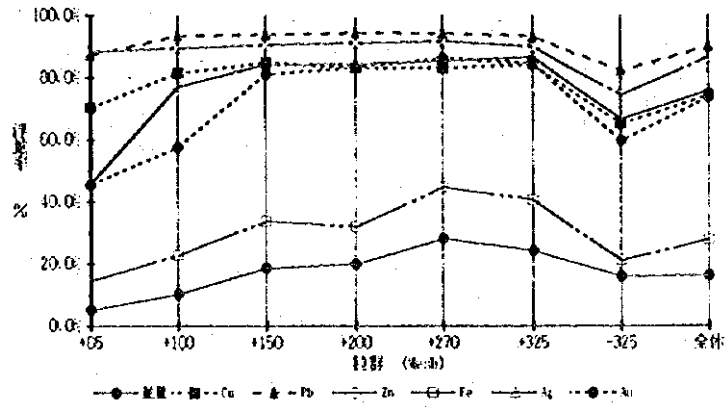


Fig. 12 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (Flotation Time: 0 ~ 2 min)

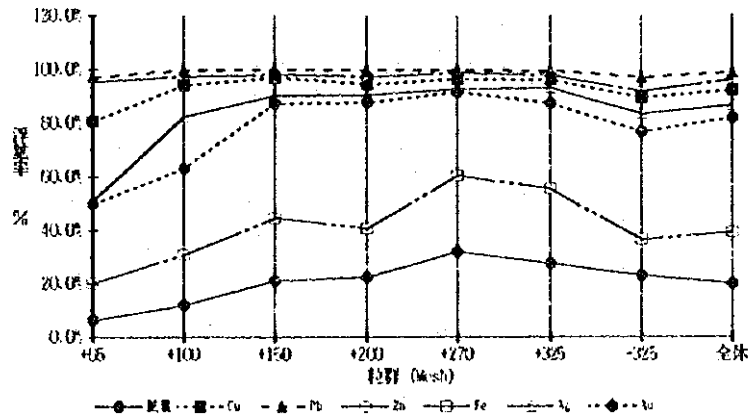


Fig. 13 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (Flotation Time: 0 ~ 6 min)

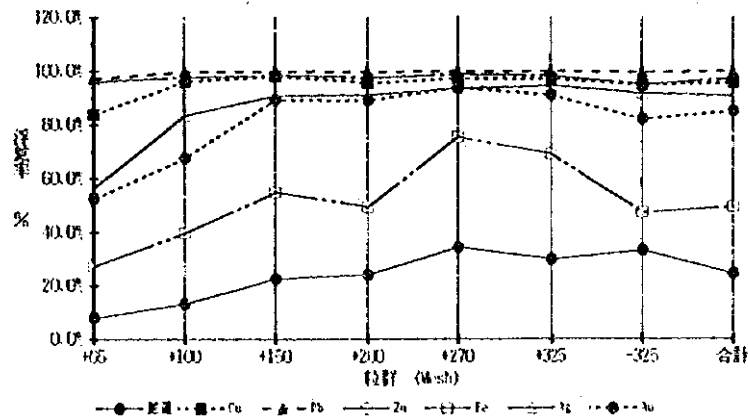


Fig. 14 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (Flotation Time: 0 ~ 15 min)



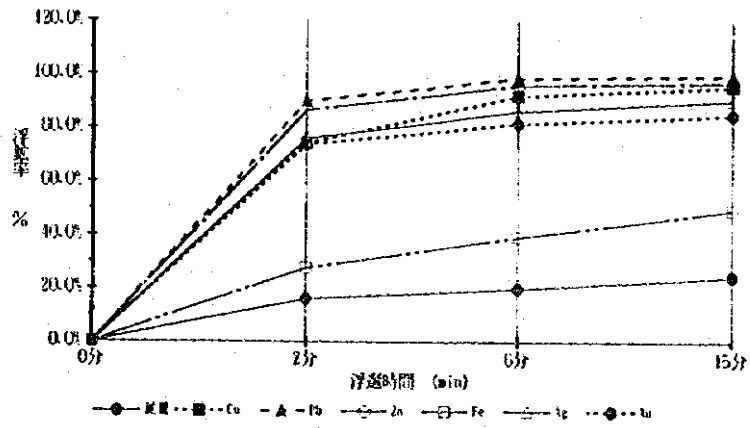


Fig. 15 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (Total Product)

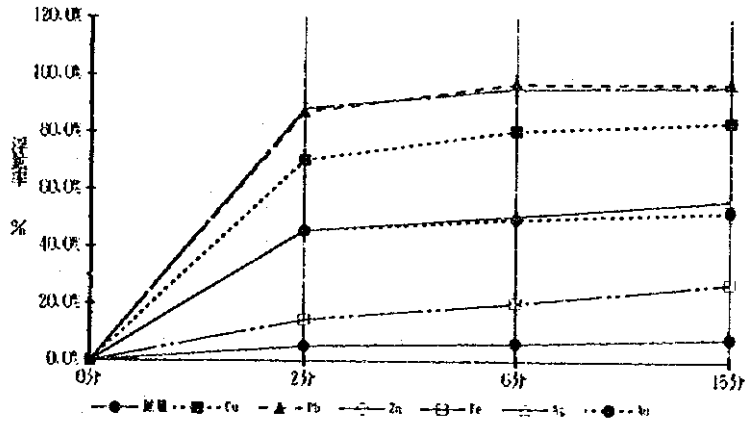


Fig. 16 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (+65 mesh product)

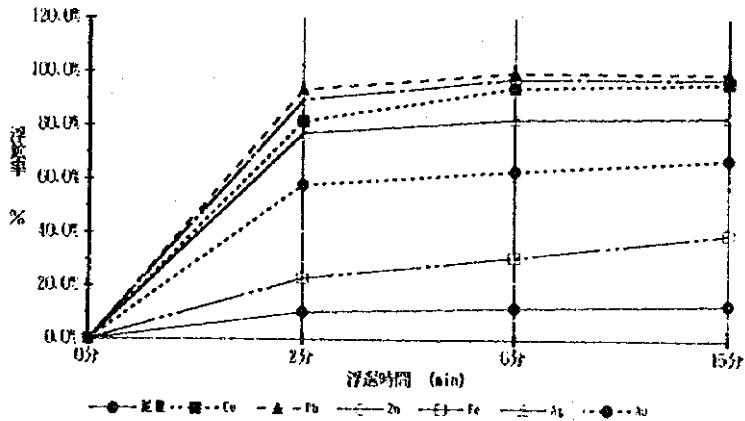


Fig. 17 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (+100 mesh product)

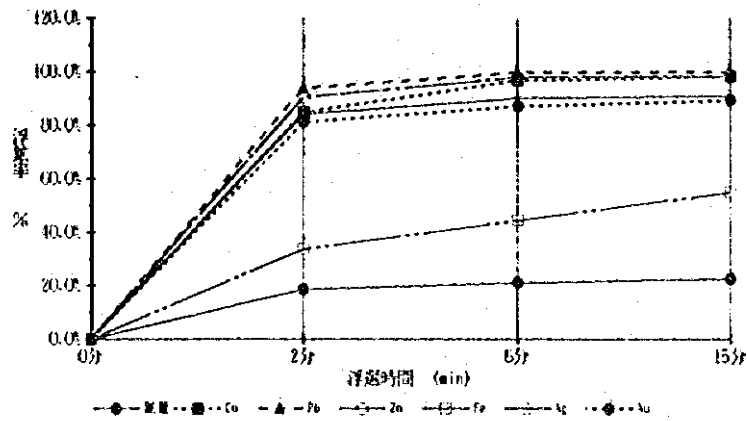


Fig. 18 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (+150 mesh product)

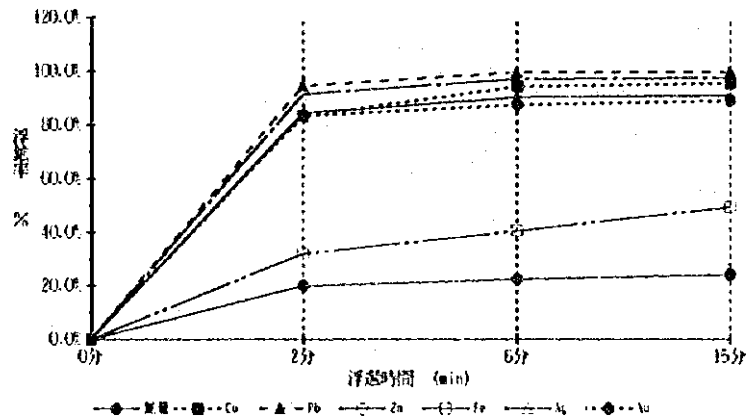


Fig. 19 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (+200 mesh product)

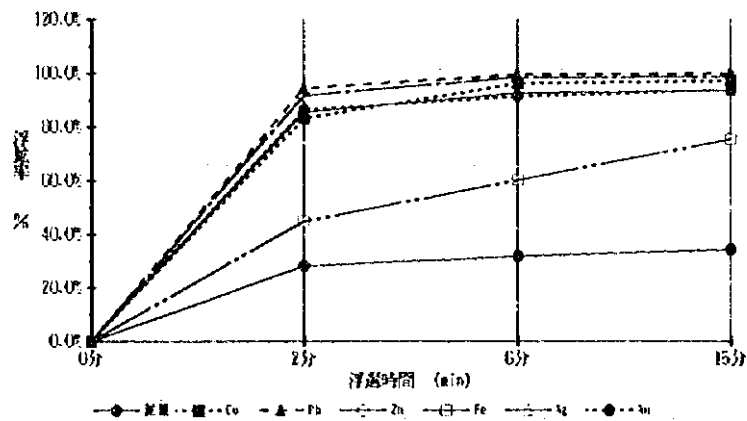


Fig. 20 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (+270 mesh product)

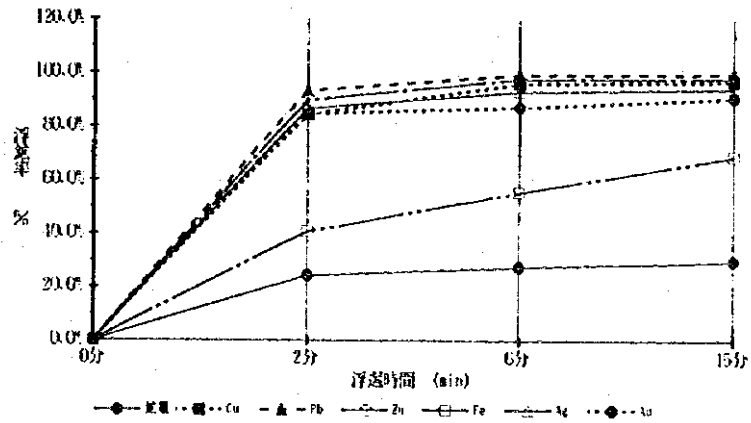


Fig. 21 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (+325 mesh product)

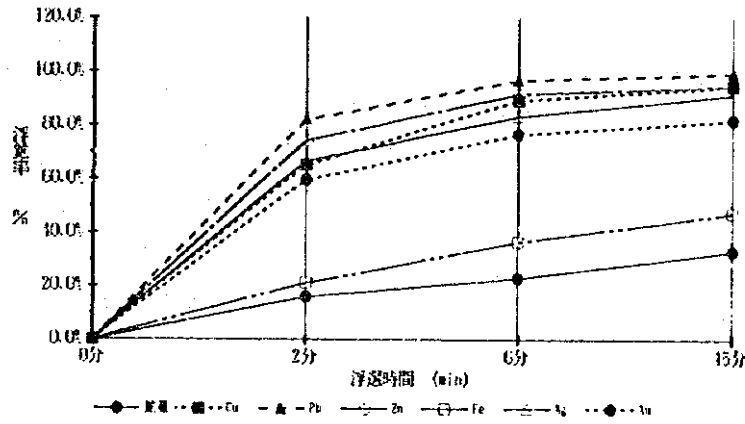


Fig. 22 Particle Flotation Ratio of Weight and Metal Elements (-325 mesh product)

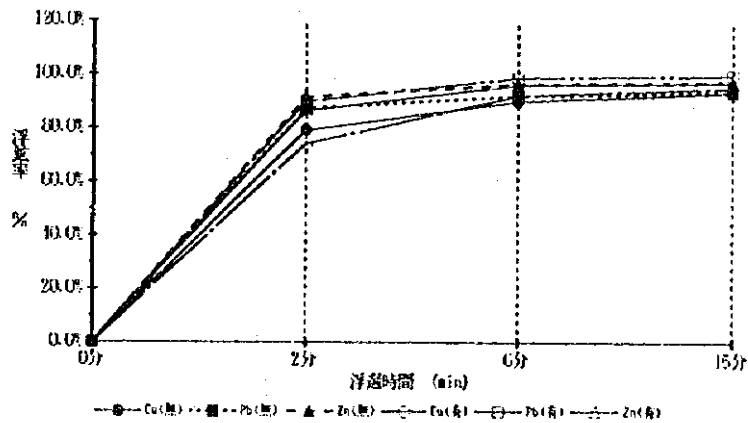


Fig. 23 Particle Flotation Ratio of Main Components Metal Elements (with and without active Activator, Total Product)

### 2. 3. 3 予察浮選試験

#### (1) 総合分離浮選

引き続き実施する基礎試験における使用試薬添加量の基本的情報を得るため、総合分離浮選の予察試験を実施した。'93年度時の直接優先浮選試験結果、粒度別浮選試験結果および経験値を加味して総合分離浮選の試験条件を決定した。試験フローシートを Fig. 24 に、L<sub>8</sub>の実験計画条件を第19表に、試験結果を資料26に示す。また、分散分析結果を Fig. 25 に示す。

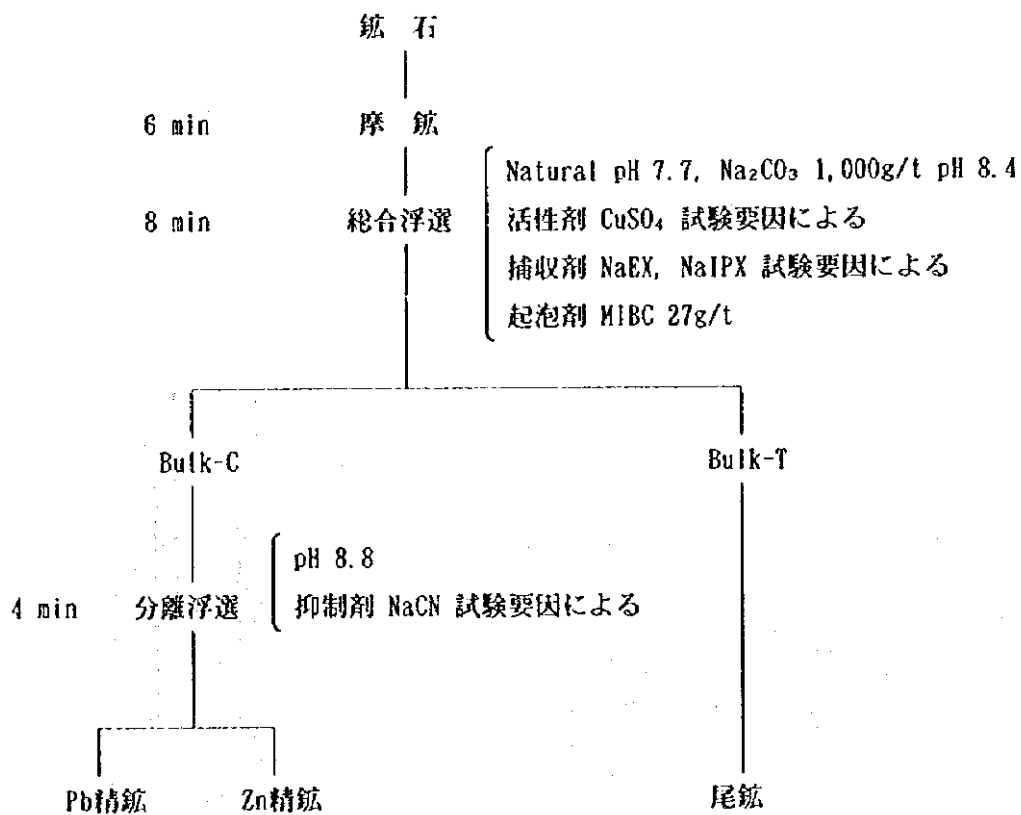


Fig. 24 Preliminary Flotation Test Flow sheet  
(Bulk Differential Flotation)

試験 No.	A 捕収剤量	B 捕収剤種	C 活性剤量	D 抑制剤量
1	40g/t	NaEX	CuSO <sub>4</sub> 100g/t	NaCN 40g/t
2	40g/t	NaEX	CuSO <sub>4</sub> 130g/t	NaCN 60g/t
3	40g/t	NaIPX	CuSO <sub>4</sub> 100g/t	NaCN 60g/t
4	40g/t	NaIPX	CuSO <sub>4</sub> 130g/t	NaCN 40g/t
5	60g/t	NaEX	CuSO <sub>4</sub> 100g/t	NaCN 60g/t
6	60g/t	NaEX	CuSO <sub>4</sub> 130g/t	NaCN 40g/t
7	60g/t	NaIPX	CuSO <sub>4</sub> 100g/t	NaCN 40g/t
8	60g/t	NaIPX	CuSO <sub>4</sub> 130g/t	NaCN 60g/t

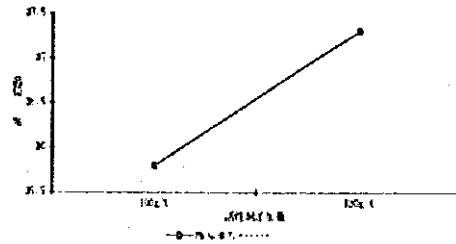
第19表 予察試験のL<sub>3</sub>実験計画条件表 (総合分離浮選)

予察試験 (総合分離浮選) 結果から以下のことが判明した。

- ① 捕収剤の種類についてはBulk精鉱中のPb品位にのみ分散分析で有意差が認められ、その他の項目は有意差は認められなかった。また、捕収剤種と硫酸銅の間に鉛品位、鉛採取率に対し交互作用も認めれ、次の基礎試験では交互作用を解消するために捕収剤を1種に絞る必要がある。'93年度の選鉱試験結果でもKAXとNaIPXの間に選鉱成績に差が無かった事実を考え合わせて、捕収剤の種類をNaIPXに決定した。
- ② 総合浮選における捕収剤量が多い方が銅・鉛・亜鉛の採取率が高い傾向が認められた。分散分析では銅採取率、銅品位のみ有意差が認められた。60g/tの捕収剤添加量で、Bulk精鉱中の銅・鉛の採取率は約90%、亜鉛採取率は96%と高い値を示すが、鉄混入率も37%と高い。
- ③ 総合浮選における亜鉛活性剤のCuSO<sub>4</sub>添加量100g/tの方が130g/tの場合より、Bulk精鉱中の銅・鉛・亜鉛・鉄の分布率が高い逆の結果が示された。分散分析では鉄分布率、鉄品位に有意差が認められた。この原因は、鉱石中に含まれる銅鉱物がイオンとして溶け出し亜鉛を活性化するため、高いCuSO<sub>4</sub>添加量では試薬過剰状態になり、各金属分布率が低下したものと考えられる。基礎試験では活性剤量を減少して実施する必要がある。
- ④ 分離浮選における抑制剤のNaCN添加量が40~50g/tでは亜鉛に対して抑制効果は認められず、鉄に対しては抑制効果が若干(Fe品位7→6%)認められた。分散分析ではいづれに対しても抑制効果に有意差が認められなかった。抑制剤添加量を増加して基礎試験を実施する必要がある。

Bulk精鉱中のCu採取率

	SS	φ	V	F <sub>0</sub>	*
A	10585.2	1	10585.2	7.84	*
C	5151.1	1	5151.1	3.82	
e	6749.6	5	1349.9		
T	22485.9	7			



Bulk尾鉱中のCu品位

	SS	φ	V	F <sub>0</sub>	*
A	4.5	1	4.5	15.00	*
C	2.0	1	2.0	6.67	
AxB	2.0	1	2.0	6.67	
e	1.0	4	0.3		
T	9.5	7			

Bulk精鉱中のFe分布率

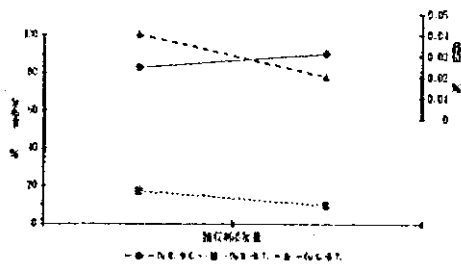
	SS	φ	V	F <sub>0</sub>	*
C	4418.0	1	4418.0	7.95	*
BxC	1624.5	1	1624.5	2.92	
e	2779.5	5	555.9		
T	8822.0	7			

Bulk尾鉱中のCu分布率

	SS	φ	V	F <sub>0</sub>	*
A	10585.2	1	10585.2	15.95	*
C	5151.1	1	5151.2	7.76	*
AxB	4095.1	1	4095.1	6.17	
e	2654.5	4	663.6		
T	22485.9	7			

Bulk尾鉱中のFe品位

	SS	φ	V	F <sub>0</sub>	*
B	300.15	1	300.2	2.6	
C	1596.15	1	1596.2	13.83	*
BxC	351.1	1	351.1	3.04	
e	461.5	4	115.4		
T	2708.9	7			



Bulk尾鉱中のFe分布率

	SS	φ	V	F <sub>0</sub>	*
C	4418	1	4418	7.79	*
AxB	512	1	512	0.9	
BxC	1624.5	1	1624.5	2.87	
e	2267.5	4	566.9		
T	8822	7			

Bulk精鉱中のPb品位

	SS	φ	V	F <sub>0</sub>	*
B	17112.5	1	17112.5	2.67	
C	45904.5	1	45904.5	7.17	*
e	32014.5	5	6402.9		
T	95031.5	7			

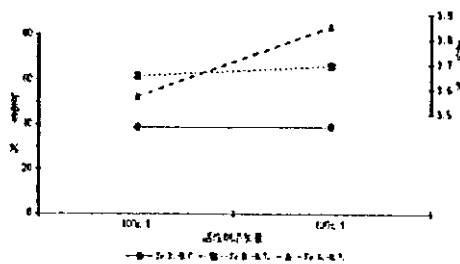


Fig. 25 Variance analysis result

(2) 直接優先浮選

予察試験（総合分離浮選）では、'93年度の直接優先試験より亜鉛抑制剤使用量が多いにも拘わらず、亜鉛の抑制ができなかった。このことから亜鉛鉱物の浮選挙動が大きく異なることが分かった。このため、前述したように活性剤無添加の粒度別浮選試験を別途追加実施して亜鉛鉱物の浮選挙動を調べ、鉱石中の銅が閃亜鉛鉱を活性化している事実を確認した。'93年度の直接優先試験条件は後の基礎試験に対し参考にならないため、'93年度の試薬添加量の2～4倍程度の添加量範囲で、捕収剤と抑制剤のみに要因を絞って直接優先浮選の予察鉛浮選を行った。試験フローシートを Fig. 26 に、L<sub>9</sub>の実験計画条件を第20表に、試験結果を資料27に示す。また、分散分析結果を Fig. 27 に示す。

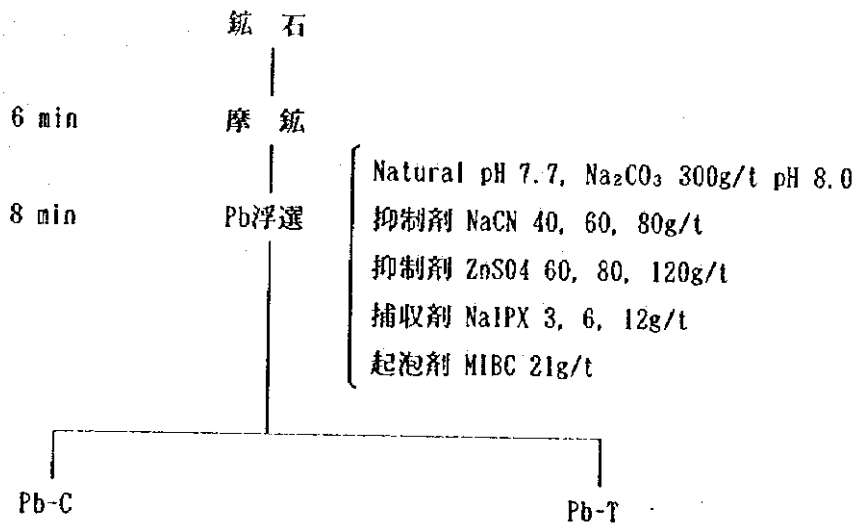


Fig. 26 Preliminary Flotation Test Flow sheet  
(Straight Differential Flotation)

試験 No.	A 抑制剤量	B 捕収剤量	C 抑制剤量
1	NaCN 40g/t	NaIPX 3g/t	ZnSO <sub>4</sub> 60g/t
2	NaCN 40g/t	NaIPX 6g/t	ZnSO <sub>4</sub> 80g/t
3	NaCN 40g/t	NaIPX 12g/t	ZnSO <sub>4</sub> 120g/t
4	NaCN 60g/t	NaIPX 3g/t	ZnSO <sub>4</sub> 80g/t
5	NaCN 60g/t	NaIPX 6g/t	ZnSO <sub>4</sub> 120g/t
6	NaCN 60g/t	NaIPX 12g/t	ZnSO <sub>4</sub> 60g/t
7	NaCN 80g/t	NaIPX 3g/t	ZnSO <sub>4</sub> 120g/t
8	NaCN 80g/t	NaIPX 6g/t	ZnSO <sub>4</sub> 60g/t
9	NaCN 80g/t	NaIPX 12g/t	ZnSO <sub>4</sub> 80g/t

第20表 予察試験のL<sub>9</sub>実験計画条件表（直接優先浮選）

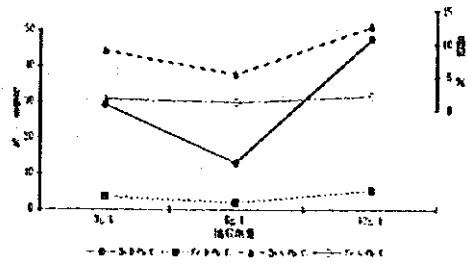
予察鉛浮選試験（直接優先浮選）結果から、以下のことが判明した。

- ① 捕収剤量を増加することによって鉛精鉱中の銅・鉛・亜鉛・鉄の分布率が増加する傾向が認められる。分散分析では亜鉛・鉄に対して有意差が認められた。試験結果から、捕収剤量は12g/t以上必要であり、この時鉛精鉱中の鉛採取率は約80%、鉛品位は47%である。しかし、亜鉛も約50%が鉛粗選精鉱に混入する。
- ② 亜鉛抑制剤のNaCNについては、添加量60g/t以下では抑制効果は認められず、80g/tの添加量で若干の抑制傾向を示す。この添加量では鉛精鉱中の亜鉛分布率が約20%あり、亜鉛抑制は不完全である。分散分析ではNaCNには有意差が認められなかった。このNaCN添加量は黒鉱の浮選の場合に近く、銅酸化物の存在が試験結果からも推定できる。また、NaCNは鉄の抑制傾向は認められる。
- ③ 硫酸亜鉛の亜鉛抑制にはその傾向を示すものの、この添加量範囲では明瞭でない。分散分析でも有意差が認められなかった。次の基礎試験では添加量を大きくして更に検討する必要がある。
- ④ '93年度の試験では少量のNaCN添加量(15g/t)で亜鉛抑制が可能であったが、今回の試料では亜鉛抑制に多量のNaCN(80g/t)を必要とする。これは同じ鉱体内でかなり浮選挙動に差があることを示している。また、鉛浮鉱に混入する亜鉛がクリーナーで抑制されるか否かを今後明らかにする必要がある。



Pb精鉱中のZn品位

	SS	$\phi$	V	F <sub>0</sub>
A	81789.6	2	40894.8	0.75
B	783557.6	2	391778.8	7.19 *
e	218033.8	4	54508.5	
T	1083380.9	8		



Pb精鉱中のFe品位

	SS	$\phi$	V	F <sub>0</sub>
B	14946.8	2	7473.4	26.56 **
C	2561.6	2	1280.8	4.55
e	1125.6	4	281.4	
T	19921.6	8		

Pb尾鉱中のZn分布率

	SS	$\phi$	V	F <sub>0</sub>
B	178786.8	2	89393.4	8.40 *
C	24821.6	2	12410.8	1.17
e	42576.5	4	10644.1	
T	246184.9	8		

Pb精鉱中のZn分布率

	SS	$\phi$	V	F <sub>0</sub>
B	178786.8	2	89393.4	8.40 *
C	24821.6	2	12410.8	1.17
e	42576.5	4	10644.1	
T	246184.9	8		

Pb尾鉱中のFe分布率

	SS	$\phi$	V	F <sub>0</sub>
B	1700.7	2	850.4	10.94 *
C	290.7	2	145.4	1.87
e	310.7	4	77.7	
T	2302.0	8		

Pb精鉱中のFe分布率

	SS	$\phi$	V	F <sub>0</sub>
B	1700.7	2	850.4	10.94 *
C	290.7	2	145.4	1.87
e	310.7	4	77.7	
T	2302.1	8		

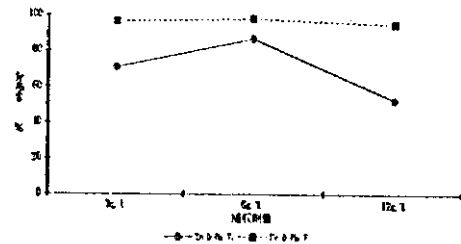


Fig. 27 Variance analysis results

2. 3. 4 基礎浮選試験

(1) 総合分離浮選

(1)-1 総合浮選

予察試験（総合分離浮選）結果から鉛採取率向上のため捕収剤量を増やし、亜鉛活性剤(CuSO<sub>4</sub>)添加量を減らし、鉄抑制の石灰添加量を要因に加えて総合浮選試験を実施した。試験フローシートを Fig. 28 に、L<sub>9</sub>の実験計画条件を第21表に、試験結果を資料28に示す。

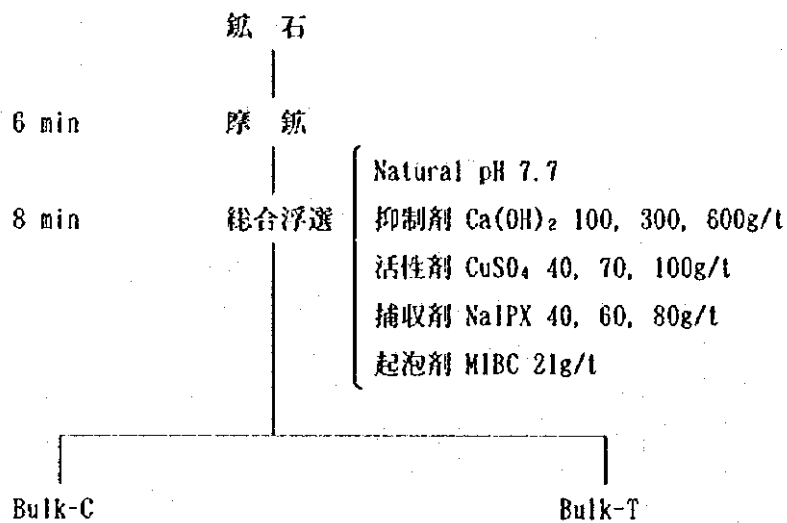


Fig. 28 Basic Test Flow sheet (Bulk Plotation)

試験 No.	A 活性化剤量	B 捕収剤量	C 抑制剤量
1	CuSO <sub>4</sub> 40g/t	NaIPX 40g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 100g/t
2	CuSO <sub>4</sub> 40g/t	NaIPX 60g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 300g/t
3	CuSO <sub>4</sub> 40g/t	NaIPX 80g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 600g/t
4	CuSO <sub>4</sub> 70g/t	NaIPX 40g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 300g/t
5	CuSO <sub>4</sub> 70g/t	NaIPX 60g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 600g/t
6	CuSO <sub>4</sub> 70g/t	NaIPX 80g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 100g/t
7	CuSO <sub>4</sub> 100g/t	NaIPX 40g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 600g/t
8	CuSO <sub>4</sub> 100g/t	NaIPX 60g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 100g/t
9	CuSO <sub>4</sub> 100g/t	NaIPX 80g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 300g/t

第21表 基礎試験のL<sub>9</sub>実験計画条件表 (総合浮選)

基礎試験 (総合浮選) の結果から以下のような傾向が認められた。

- ① 捕収剤添加量 60g/t に、精鉱中の銅・鉛・亜鉛・鉄分布率のピークがある。  
 添加量 80g/t では、試薬過剰の状態になり浮選状況が悪化し、金属分布率が低下した。分散分析では有意差は検定できなかった。捕収剤量 60g/t では鉄混入が多

く、鉛・亜鉛の採取率がそれ程向上しないため、捕収剤は 40g/t で十分である。この時 Bulk精鉱の鉛採取率は約 90%、鉛品位は 39% で、亜鉛採取率は約 95%、亜鉛品位は 16% である。

- ② 鉄抑制剤の石灰添加量は、この添加量範囲内では鉄抑制に差は認められない。Bulk精鉱の鉄混入率は約 35% で、抑制不足である。更に石灰添加量を増加し試験を行う必要がある。
- ③ 亜鉛活性剤(CuSO<sub>4</sub>)量については選鉱成績に差が認められなかった。精鉱の亜鉛品位は約 16%、亜鉛採取率は約 95% を確保できるので、亜鉛活性剤添加量は 40g/t で十分である。

#### (1)-2 分離浮選

鉄抑制剤の石灰と亜鉛抑制剤の NaCN 添加量を要因として、総合浮選と分離浮選を実施した。L<sub>9</sub>の実験計画条件を第 2 2 表に、試験フローシートを Fig. 29 に、試験結果を資料 2 9 に示す。

試験 No.	A 抑制剤量	B 抑制剤量
1	Ca(OH) <sub>2</sub> 300g/t	NaCN 200g/t
2	Ca(OH) <sub>2</sub> 600g/t	NaCN 100g/t
3	Ca(OH) <sub>2</sub> 1000g/t	NaCN 150g/t
4	Ca(OH) <sub>2</sub> 600g/t	NaCN 150g/t
5	Ca(OH) <sub>2</sub> 1000g/t	NaCN 200g/t
6	Ca(OH) <sub>2</sub> 300g/t	NaCN 100g/t
7	Ca(OH) <sub>2</sub> 1000g/t	NaCN 100g/t
8	Ca(OH) <sub>2</sub> 300g/t	NaCN 150g/t
9	Ca(OH) <sub>2</sub> 600g/t	NaCN 200g/t

第 2 2 表 基礎試験の L<sub>9</sub> 実験計画条件表 (分離浮選)

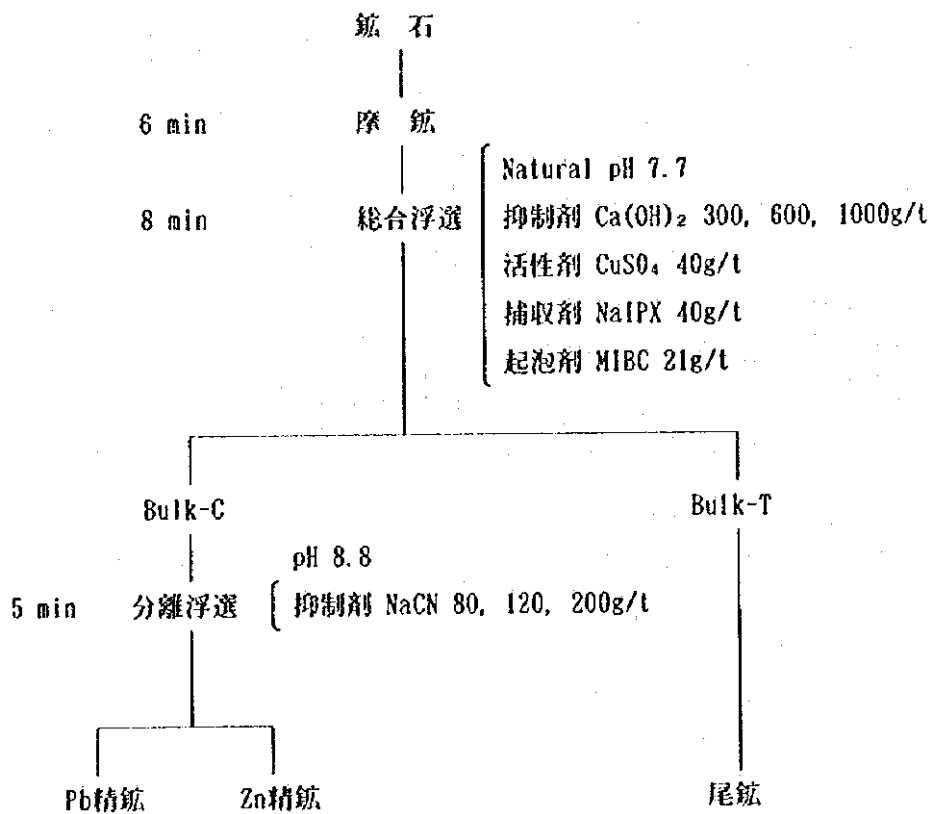


Fig. 29 Basic Test Flow sheet(Differential Flotation)

Pb精鋅中のPb品位

	SS	φ	V	F <sub>0</sub>		SS	φ	V	F <sub>0</sub>	
A	100477.9	2	50239.0	1.02		A	3120.9	2	1560.5	0.64
B	1062818.7	2	531409.4	10.74	*	B	38586.9	2	19293.5	7.87
e	197967.4	4	49491.9			e	9803.1	4	2450.8	
T	1361264.0	8				T	51510.9	8		

Pb精鋅中のZn品位

	SS	φ	V	F <sub>0</sub>
A	145083.5	2	72541.8	1.43
B	791437.6	2	395718.8	7.81
e	202802.5	4	50700.6	
T	1139323.6	8		

Pb精鋅中のFe品位

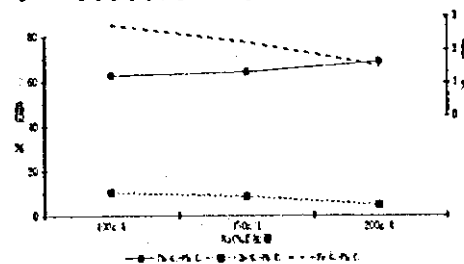


Fig. 30 Variance analysis results

基礎試験（分離浮選）結果より以下のことが判明した。（Fig. 30 分散分析結果参照）

- ① 総合浮選における鉄抑制剤の石灰に関し、この添加量範囲ではBulk精鉱中の鉄品位が 8% 程度、鉄分布率が約 33% で、鉄抑制に差は認められず、分散分析でも有意差が無かった。しかし、石灰添加量 1,000g/t では Bulk 精鉱中の鉛採取率が 90%→89% と低下する。分散分析でも鉛採取率の低下は 10% で有意差を検定した。
- ② 分離浮選の亜鉛抑制剤 NaCN の添加量増加では、鉛採取率には変化が認められないが、鉛品位を高く、亜鉛品位、亜鉛分布率を低下させる傾向（亜鉛分布率 36%→30%→15%）がある。分散分析では、鉛品位、亜鉛品位、鉄品位に 10% で有意差を検定した。亜鉛抑制に必要な添加量は 200g/t 程度であり、150g/t 以下では亜鉛抑制が不十分である。200g/t 添加時の鉛精鉱中の亜鉛品位は 5%、亜鉛採取率は 15% 程度である。
- ③ 亜鉛抑制剤の NaCN は鉄の抑制に対しても効果（鉄混入率 7%→5%→3%）が認められた。分散分析では鉄品位に 10% で有意差を検定した。200g/t の添加量で、鉛精鉱中の鉄品位は 2% 以下に、鉄分布率は 3% になる。

## (2) 直接優先浮選

### (2)-1 直接優先浮選の鉛浮選

予察試験（直接優先浮選）結果から、捕収剤(NaIPX)、亜鉛抑制剤(NaCN, ZnSO<sub>4</sub>)の添加量を更に増加した範囲で基礎試験を実施した。試験フローシートを Fig. 31 に、L<sub>0</sub>の実験計画条件を第23表に、試験結果を資料30に示す。

基礎試験（鉛浮選）結果から以下のことが分かった。（Fig. 32 分散分析結果参照）

- ① 捕収剤添加量が多いほど、銅・鉛・亜鉛・鉄の分布率が高くなる傾向(Pb: 76%→83%→86%)が認められる。分散分析では有意差は検定されなかった。亜鉛や鉄の混入を抑えながら鉛採取率を向上するためには、捕収剤添加量を 15g/t 程度に抑えなければならない。この時の鉛採取率は 83%、亜鉛混入率、鉄混入率はそれぞれ 74%、10% である。このような多量の亜鉛や鉄の混入はクリーナー段数を多く必要とするので、必要なクリーナー段数を試験する必要がある。

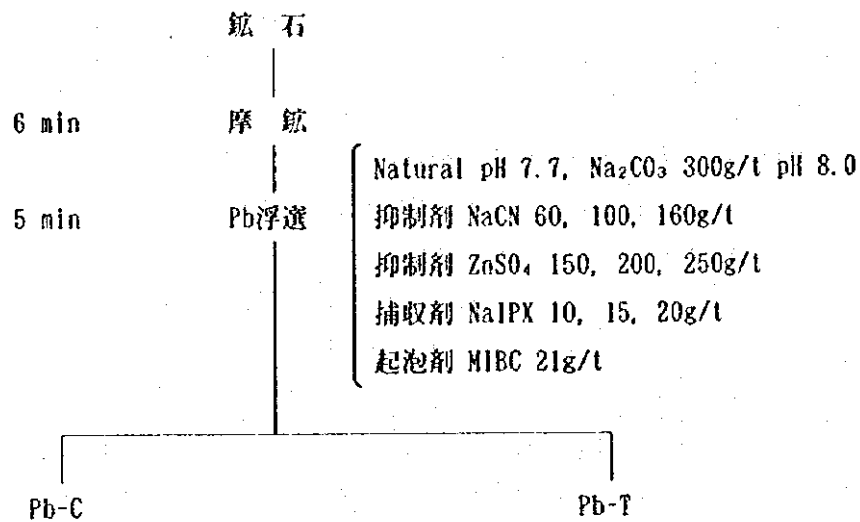


Fig. 31 Basic Test Flow sheet  
(Pb Flotation in Straight Differential Flotation)

試験 No.	A 捕収剂量	B 抑制剂量	C 抑制剂量
1	NaIPX 10g/t	NaCN 60g/t	ZnSO <sub>4</sub> 150g/t
2	NaIPX 10g/t	NaCN 100g/t	ZnSO <sub>4</sub> 200g/t
3	NaIPX 10g/t	NaCN 160g/t	ZnSO <sub>4</sub> 250g/t
4	NaIPX 15g/t	NaCN 60g/t	ZnSO <sub>4</sub> 200g/t
5	NaIPX 15g/t	NaCN 100g/t	ZnSO <sub>4</sub> 250g/t
6	NaIPX 15g/t	NaCN 160g/t	ZnSO <sub>4</sub> 150g/t
7	NaIPX 20g/t	NaCN 60g/t	ZnSO <sub>4</sub> 250g/t
8	NaIPX 20g/t	NaCN 100g/t	ZnSO <sub>4</sub> 150g/t
9	NaIPX 20g/t	NaCN 160g/t	ZnSO <sub>4</sub> 200g/t

第23表 基礎試験のL<sub>9</sub>実験計画条件表 (Pb浮選)

② 亜鉛抑制剤の NaCN は明確に亜鉛および鉄を抑制している。分散分析でも精鉱等の鉄・亜鉛分布率に対して有意差(10%)が検定された。100g/t 以下の添加量で

は抑制が不完全で、160g/t 以上の添加量が必要である。この時の鉛採取率は 84 %、亜鉛と鉄の混入率はそれぞれ 53% と 6% である。

- ③ 亜鉛抑制のための NaCN 添加量は総合分離浮選の鉛分離浮選に添加する NaCN 量に近似する。
- ④ 硫酸亜鉛は、この範囲でも選鉱成績に差は認められなかった。今回の選鉱試料においては硫酸亜鉛添加の必要性は無いといえる。

Pb精鉱中のFe品位

	SS	φ	V	F <sub>o</sub>
A	4362.0	2	2181.0	9.63
B	25640.6	2	12820.3	56.63 *
C	2724.7	2	1362.4	6.02
e	452.7	2	226.4	
T	33180.0	8		

Pb精鉱中のZn採取率

	SS	φ	V	F <sub>o</sub>
A	36722	2	18361	11.31
B	135528	2	67764	41.75 *
C	854	2	427	0.26
e	3246	2	1623	
T	176350	8		

Pb精鉱中のFe採取率

	SS	φ	V	F <sub>o</sub>
A	1281.6	2	640.8	11.98
B	3902.9	2	1951.5	36.48 *
C	421.6	2	210.8	3.94
e	106.9	2	53.5	
T	5712.9	8		

Pb尾鉱中のZn採取率

	SS	φ	V	F <sub>o</sub>
A	36722	2	18361	11.31
B	135528	2	67764	41.75 *
C	854	2	427	0.26
e	3246	2	1623	
T	176350	8		

Pb尾鉱中のZn品位

	SS	φ	V	F <sub>o</sub>
A	4032.9	2	2016.5	8.33
B	17869.6	2	8934.8	36.89 *
C	94.9	2	47.5	0.2
e	484.3	2	242.2	
T	22481.6	8		

Pb尾鉱中のFe採取率

	SS	φ	V	F <sub>o</sub>
A	1281.6	2	640.8	11.98
B	3902.9	2	1951.5	36.48 *
C	421.6	2	210.8	3.94
e	106.9	2	53.5	
T	5712.9	8		

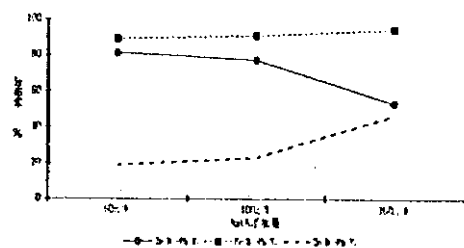
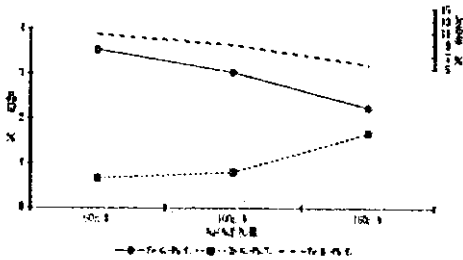


Fig. 32 Variance analysis results

(2)-2 直接優先浮選の亜鉛浮選

前項の最良条件で鉛浮選を実施した後、活性剤(CuSO<sub>4</sub>)、鉄抑制剤(Ca(OH)<sub>2</sub>)の添加量を要因として亜鉛浮選に関し基礎試験を実施した。試験フローシートを Fig. 33 に、L<sub>9</sub>の実験計画条件を第24表に、試験結果を資料31に示す。

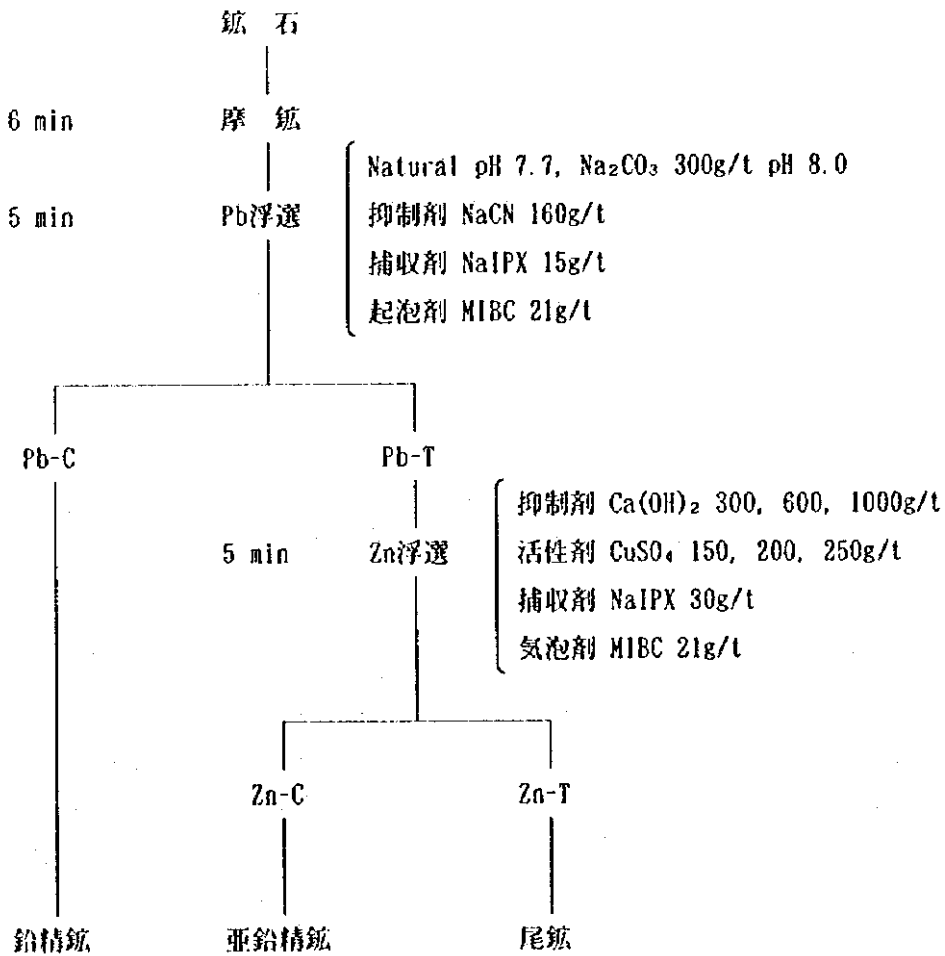


Fig. 33 Basic Test Flow sheet  
(Zn Flotation in Straight Differential Flotation)



試験 No.	C 活性剤量	D 抑制剤量
1	CuSO <sub>4</sub> 150g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 300g/t
2	CuSO <sub>4</sub> 200g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 600g/t
3	CuSO <sub>4</sub> 250g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 1000g/t
4	CuSO <sub>4</sub> 200g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 1000g/t
5	CuSO <sub>4</sub> 250g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 300g/t
6	CuSO <sub>4</sub> 150g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 600g/t
7	CuSO <sub>4</sub> 250g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 600g/t
8	CuSO <sub>4</sub> 150g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 1000g/t
9	CuSO <sub>4</sub> 200g/t	Ca(OH) <sub>2</sub> 300g/t

第24表 基礎試験の1.9実験計画条件表 (Zn浮選)

基礎試験（亜鉛浮選）結果から以下のことが分かった。

- ① この亜鉛活性剤(CuSO<sub>4</sub>)添加量範囲では、亜鉛精鉱中の銅・鉛・亜鉛分布率がほぼ一定であるのに対し、鉄分布率は高くなる傾向(10%→12%→14%)が認められるが、分散分析では有意差は検定されなかった。亜鉛の過半が既に鉛浮選で浮鉱に混入するため、亜鉛浮選へ残留する部分が少なく、亜鉛活性剤が逆に鉄を活性化してしまうものと考えられる。
- ② 鉄抑制剤 Ca(OH)<sub>2</sub> の添加量が 300→600→1,000g/t と増加するにつれ、精鉱中の鉄品位が 15→13→10%、鉄分布率が 13→10→9% と低下し、鉄を抑制している傾向を示す。分散分析では有意差は検定されなかった。
- ③ 基礎試験の結果から、多量の活性化された亜鉛が存在する本試験試料の場合には、直接優先浮選の鉛浮選で過半の亜鉛が除去されるため、亜鉛浮選の部分は回収試験の結果で、連続操業の結果を類推するには無理があるように判断する。

### 2. 3. 5 総合浮選試験

#### (1) 総合分離浮選

基礎試験（総合分離浮選）で得られた最良の条件を用いて、総合浮選および鉛分離浮選の各浮選で2段階のクリーニングを行う総合浮選試験を2回実施した。一方は硫化剤無添

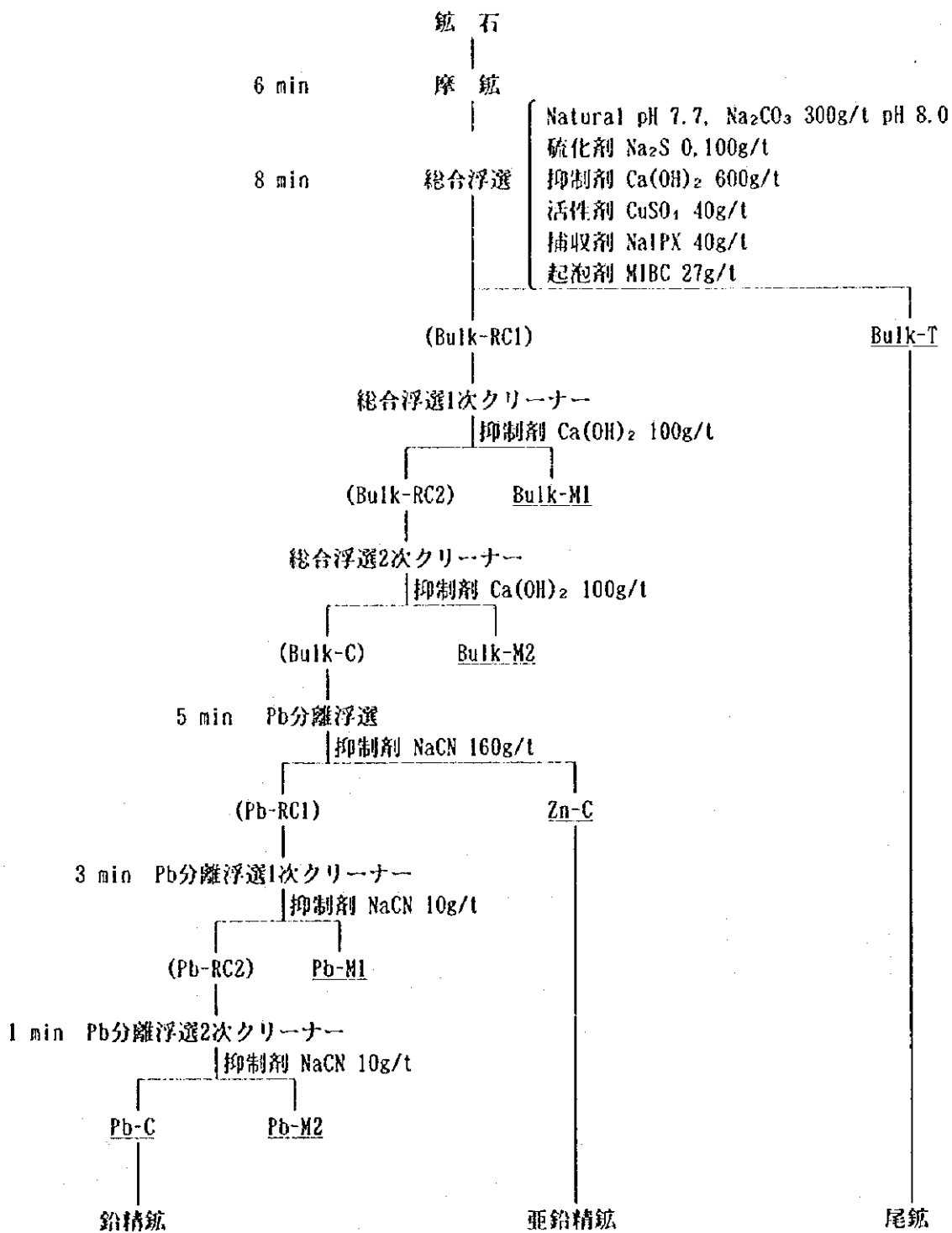


Fig. 34 Final Test Flow sheet (Bulk Differential Flotation)

加で、他方は硫化剤 100 g/t を添加して、行った。試験フローシートを Fig. 34 に、試験結果を第 25 表に示す。

試験結果から、以下のことが分かった。

- ① 総合浮選ではクリーニングを 2 段階で実施し、鉛・亜鉛の品位に関しては概ね良好な結果を得た。しかし、亜鉛精鉱には単体の黄鉄鉱が多く認められることから、総合浮選における黄鉄鉱の抑制が不十分である。総合浮選クリーナーにおける石灰添加量を更に検討する必要がある。
- ② 分離浮選ではクリーニングを 2 段階で実施し、1 段階目の精鉱で 70% 近くの品位で 85% 近くの採取率で回収されているが、精鉱の顕微鏡観察によれば閃亜鉛鉱とカルコサイトの片刃が多く混入しているため、安定的な選鉱成績を維持するためには 2 段階のクリーニングが必要と判断される。
- ③ 硫外鉛成分のセルサイトの回収を目的として硫化剤を添加したが、尾鉱品位に低下傾向が認められるが、十分な効果が認められない。硫外成分の積極的な回収は無理と判断される。

## (2) 直接優先浮選

基礎試験（直接優先浮選）で得られた最良の条件を用いて、鉛浮選および亜鉛浮選の各浮選で 2 段階のクリーニングを行う総合浮選試験を 2 回実施した。一方は硫化剤無添加で、他方は硫化剤 100 g/t 添加して、行った。試験フローシートを Fig. 35 に、試験結果を第 26 表に示す。

試験結果から、以下のことが分かった。

- ① 直接優先浮選の鉛浮選ではクリーニングを 2 段階で実施し、2 段階目の鉛精鉱品位は 71%、採取率 76% に達し、クリーナーでの亜鉛抑制の可能性は認められる。しかし、鉛精鉱中には単体状の閃亜鉛鉱粒が多く存在しており、クリーナーの中に 40% もの亜鉛が循環することから、2 段階のクリーナーで十分亜鉛を抑制し、分離できるかどうか疑問がある。
- ② 亜鉛浮選でも 2 段階のクリーニングを実施し、50% の亜鉛品位の精鉱が 30% の採取率で回収できた。しかし、顕微鏡観察結果では、亜鉛精鉱には単体状の方鉛鉱粒が多く混入しており、鉛浮選の分離が不十分であった。亜鉛精鉱は総合分離浮選より高い品位が得られ易いが、採取率に問題がある。
- ③ 硫化剤の効果は総合分離浮選同様、尾鉱品位に低下傾向が認められるが、十分な効果が認められない。硫外成分の積極的な回収は無理と判断する。



Test No.	Type	Weight (g)	Weight (%)	Grade						Distribution																
				Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Au	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Au											
1	Crude Ore	497.76	100.0	0.13	7.12	3.00	4.70	105	0.6	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%		
	Pb Rough 1	54.91	11.1	0.67	51.96	14.27	2.11	694	3.8	55.5%	80.5%	52.5%	4.9%	73.1%	64.9%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Pb Tail	442.85	88.9	0.07	1.56	1.60	5.02	32	0.3	44.5%	19.5%	47.5%	95.1%	26.9%	35.1%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Pb Rough 2	41.58	8.4	0.39	65.34	8.10	0.79	797	4.0	24.5%	76.7%	22.6%	1.4%	93.6%	51.7%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Pb Mid 1	13.33	2.7	1.54	10.22	33.52	6.23	373	3.2	31.0%	3.8%	29.9%	3.5%	9.5%	13.2%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Pb Conc	35.94	7.2	0.08	70.65	4.47	0.45	812	4.2	4.3%	71.1%	10.7%	0.7%	55.5%	46.5%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Pb Mid 2	5.94	1.2	2.25	33.48	29.88	2.83	707	2.8	20.2%	5.6%	11.9%	0.7%	8.1%	5.2%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Zn Rough 1	25.71	5.2	0.82	13.52	25.15	7.34	317	2.8	31.9%	9.8%	43.3%	8.0%	15.7%	22.2%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Zn Tail	417.14	83.7	0.02	0.82	0.15	4.88	14	0.1	12.6%	9.7%	4.2%	87.1%	11.2%	12.9%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Zn Rough 2	14.31	2.9	0.77	14.11	37.77	4.02	345	2.9	16.7%	5.7%	36.2%	2.4%	9.5%	13.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Zn Mid 1	11.40	2.3	0.88	12.79	9.30	11.52	282	2.6	15.2%	4.1%	7.1%	5.6%	6.2%	9.2%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Zn Conc	9.29	1.9	0.75	12.37	49.21	3.80	352	3.1	10.5%	3.2%	30.6%	1.5%	6.3%	8.9%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
Zn Mid 2	5.02	1.0	0.82	17.32	16.60	4.42	332	2.6	6.2%	2.5%	5.6%	0.9%	3.2%	4.1%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
2	Crude Ore	497.30	100.0	0.13	7.25	3.14	4.66	102	0.5	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Pb Rough 1	60.46	12.1	0.68	51.60	13.91	2.28	652	2.6	62.0%	86.4%	53.9%	5.9%	77.6%	64.7%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Pb Tail	436.84	87.9	0.06	1.11	1.65	4.99	26	0.2	38.0%	13.6%	46.1%	94.1%	22.4%	35.3%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Pb Rough 2	46.89	9.4	0.47	64.69	9.64	1.01	754	2.8	33.2%	84.0%	29.0%	2.0%	69.6%	54.1%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Pb Mid 1	13.57	2.7	1.41	6.37	28.66	6.67	300	1.9	28.8%	2.4%	24.9%	3.9%	8.0%	10.6%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Pb Conc	40.86	8.2	0.13	71.16	5.27	0.62	791	2.9	8.0%	80.5%	13.8%	1.1%	63.6%	48.9%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%
	Pb Mid 2	6.03	1.2	2.77	20.85	39.25	3.65	503	2.1	25.2%	3.5%	15.2%	0.9%	6.0%	5.2%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Zn Rough 1	20.85	4.2	0.81	9.35	30.55	11.20	264	2.1	25.5%	5.5%	40.8%	10.2%	10.9%	18.1%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Zn Tail	415.99	83.7	0.02	0.70	0.20	4.68	14	0.1	12.5%	8.1%	5.3%	83.9%	11.5%	17.2%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Zn Rough 2	12.45	2.5	2.9	0.73	9.67	44.56	6.93	299	2.3	13.7%	3.4%	35.5%	7.4%	11.9%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Zn Mid 1	8.40	1.7	1.9	0.93	8.88	9.79	17.53	212	1.8	11.8%	2.1%	5.3%	6.4%	3.5%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
	Zn Conc	8.87	1.8	2.0	0.74	9.56	50.98	4.84	324	2.4	9.9%	2.4%	28.9%	1.9%	5.7%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	
Zn Mid 2	3.58	0.7	0.8	0.71	9.94	128.65	12.11	237	2.1	3.8%	1.0%	6.6%	1.7%	1.7%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%		

第26表 総合浮選試験結果 (直接優先浮選)

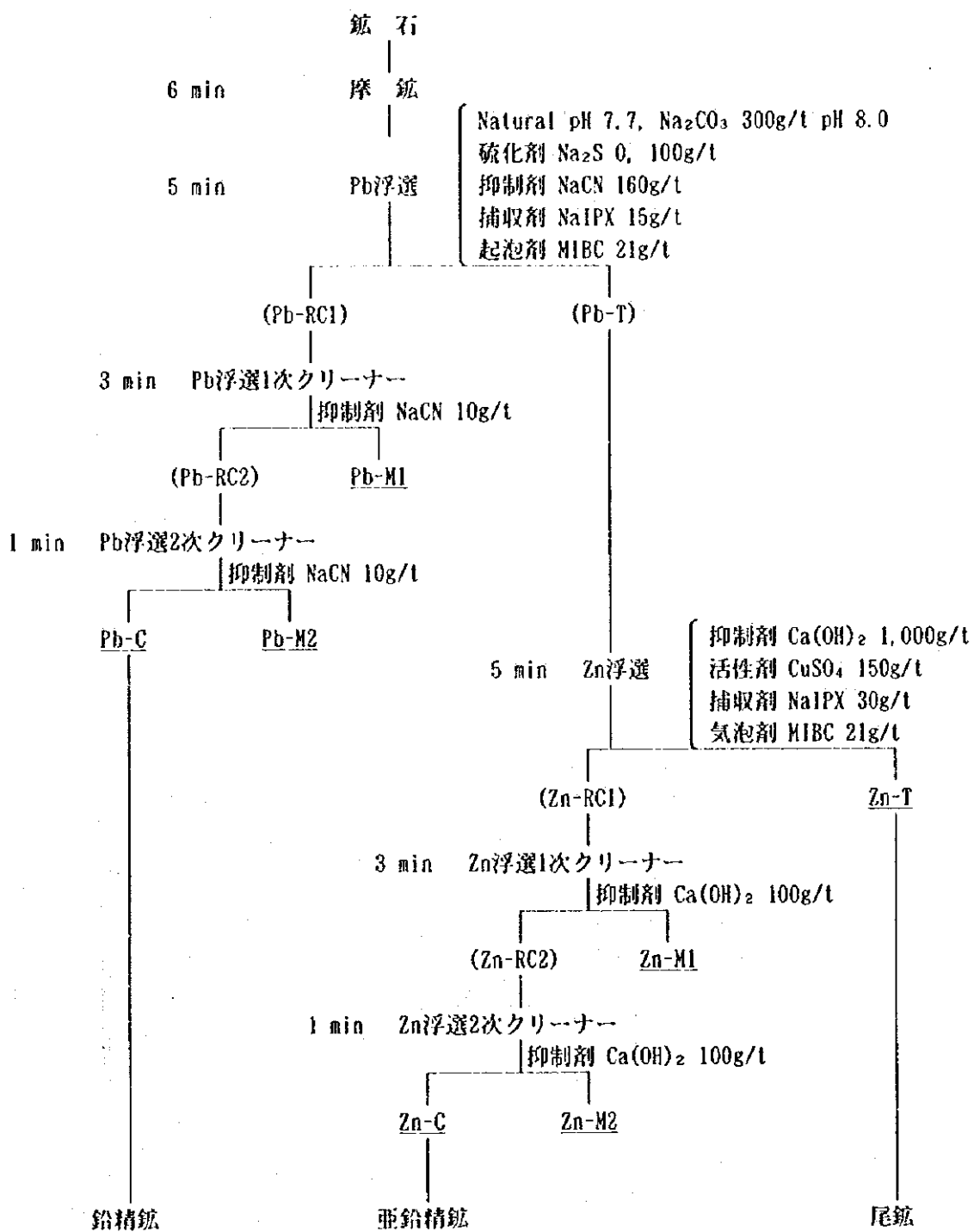


Fig. 35 Final Test Flow sheet (Straight differential flotation)

- ④ 直接優先浮選のクリーナー段階数およびクリーナーにおける試薬添加量についてはロックド試験または連続試験を行って鉛浮選の亜鉛の挙動を明確にしなければならない。

総合分離浮選と直接優先浮選との成績を比べると、浮き易い亜鉛を鉛と一緒に回収できるため、総合分離浮選の方が鉛および亜鉛採取率が安定している。

## 2. 3. 6 精鉱および廃さいの沈降試験

ツァヴ地区は乾燥地域であり、近郊に大きな水源は存在しない。従って、鉱山を開発する場合、選鉱用水が不足するので、用水の循環使用を考慮しなければならない。選鉱用水の循環使用を考えるうえでの基本的な測定項目である各精鉱および廃さいの沈降速度を測定した。

沈降試験試料として、廃さいシクナーに給鉱される尾鉱スライム相当として、選鉱試験試料の総合浮選尾鉱を篩分けした網下産物(-200mesh)を、各精鉱シクナーに給鉱される精鉱相当としては、浮選試験の精鉱を篩分けせずそのまま沈降試験試料とした。これは浮選試験で得られる精鉱の鉱量が少ないため、篩い分けを行わなかった。沈降試験条件の鉱液初濃度は各試料共10%とし、沈降促進剤は添加しなかった。

沈降速度測定結果は第27表に、各産物の各測定時間における界面の高さと懸物濃度の関係をFig. 36 ~ Fig. 38 に示す。

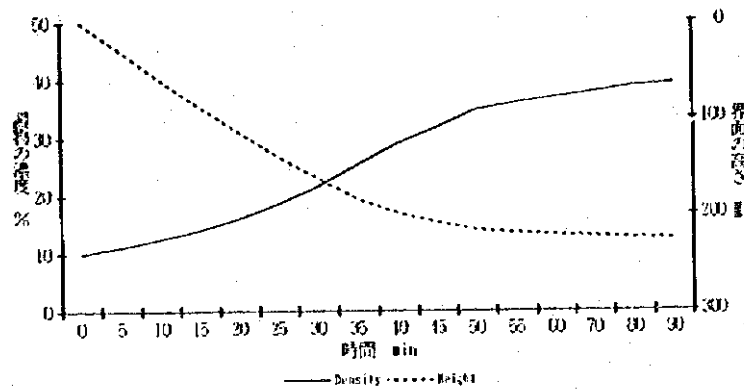


Fig. 36 Height of Interface and Density of Sediments(Tailing)

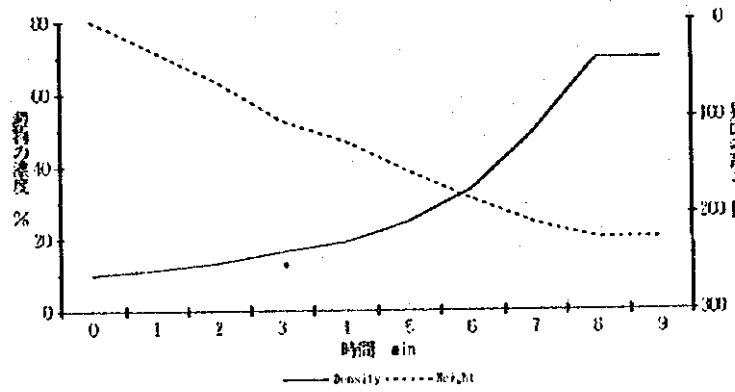


Fig. 37 Height of Interface and Density of Sediments(Pb-Conc.)

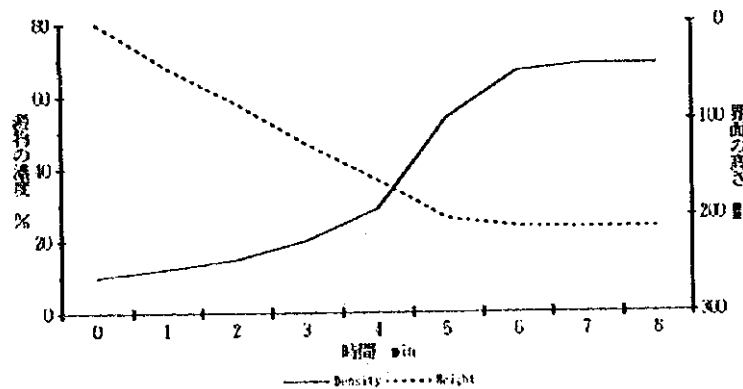


Fig. 38 Height of Interface and Density of Sediments(Zn-Conc.)



廃さい			鉛精鉱			亜鉛精鉱		
時間	各時間の 界面の高さ	各時間の 澱物濃度	時間	各時間の 界面の高さ	各時間の 澱物濃度	時間	各時間の 界面の高さ	各時間の 澱物濃度
min	mm	%	min	mm	%	min	mm	%
0	0	10.0	0	0	10.0	0	0	10.0
1	6	10.2	1	32	11.4	1	45	12.2
2	13	10.4	2	63	13.2	2	82	14.9
3	19	10.7	3	103	16.4	3	124	20.0
5	30	11.1	4	124	18.9	4	162	28.8
10	60	12.5	5	156	24.6	5	202	53.8
15	87	14.0	6	184	33.4	6	211	66.8
20	114	16.0	7	210	49.8	7	212	68.7
25	140	18.6	8	225	69.6	8	212	68.7
30	162	21.5	9	225	69.6			
35	184	25.4						
40	199	29.1						
45	208	31.8						
50	216	34.8						
55	219	36.0						
60	221	36.9						
70	223	37.8						
80	225	38.8						
90	226	39.3						
試料 100g 水量 900cc pH 9.7			試料 50g 水量 450cc pH 7.5			試料 50g 水量 450cc pH 7.4		

第27表 各産物の沈降速度測定結果

Fig. 36 ~ Fig. 38 から種々の澱物濃度に濃縮しようとする時の沈降速度は次のようになる。

廃さい		鉛精鉱		亜鉛精鉱	
澱物濃度	沈降速度	澱物濃度	沈降速度	澱物濃度	沈降速度
(%)	(mm/分)	(%)	(mm/分)	(%)	(mm/分)
20	5.50	20	31.07	20	41.33
30	4.85	30	30.87	30	40.49
35	4.26	40	30.38	40	40.45
		50	29.98	50	40.41

3つの試料ともに粘土鉱物や微細なスライムが存在する影響で上澄水中の濁りが多いものの、求められた沈降速度の値から判断して比較的沈降性は良い事が分かる。実際の操業では、尾鉱スライムの濁りが他の2試料より酷いため、廃さいシックナーに高分子凝集剤を添加して、上澄水中の濁りを低下させることを考慮する必要がある。

次に循環用水として使用する廃さいシックナーや各精鉱シックナーの上澄水に相当する水の水質を分析し、各シックナーからの繰り返し用水に水質的に問題が発生するか否かを判断した。分析結果を第28表に示す。

亜鉛精鉱シックナー相当からの上澄水は、分析結果からシアン濃度が高いので選鉱場の分離浮選回路に繰り返すことが好ましい。その他のシックナーの上澄水は選鉱場内で繰り返し使用することに何ら問題は無い。堆積場で中和処理をすることにより排水の水質はさらに向上するので、堆積場からの繰り返し水を選鉱場で使用することも問題がない。

環境に対する対策からも選鉱排水の余剰水は堆積場から最終的に排出されるので問題の発生は無いと考えられる。

	廃さい上澄水	鉛精鉱上澄水	亜鉛精鉱上澄水
pH	9.9	8.2	9.6
Cu (ppm)	2.7	0.15	1.6
Pb (ppm)	<0.02	<0.1	<0.04
Zn (ppm)	<0.02	<0.1	<0.04
T-Fe (ppm)	<0.05	<0.2	<0.1
Cd (ppm)	<0.01	<0.05	<0.02
As (ppm)	<0.02	<0.1	<0.05
CN <sup>-</sup> (ppm)	<0.1	0.5	1.4
SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup> (ppm)	582	25	121

第28表 想定される各シックナーの上澄水の水質分析

## 2.4 総合フローシート選定

### (1) 直接優先浮選と総合分離浮選の比較

一連の選鉱試験の結果から、直接優先浮選と総合分離浮選を比較すると以下のようなる。

#### ・直接優先浮選

##### 利点

- ① 亜鉛浮選における石灰による鉄の抑制が容易なので、亜鉛精鉱中のZn品位を高くしやすい。

##### 欠点

- ① 亜鉛を活性化し易い銅が存在するため、鉛浮選で NaCN 量を多量に添加し、亜鉛を抑制する必要がある。それにも拘わらず過半の亜鉛は鉛浮鉱中に混入し、クリーナー間を循環する。従って、鉛精鉱中の亜鉛品位、亜鉛分布率が高くなり易い。NaCN 添加量も総合浮選と同程度必要である。
- ② 鉛浮鉱の亜鉛抑制のために鉛浮選クリーナー段階数や槽数の増強、亜鉛繰返量減少のために鉛浮選片刃中の亜鉛の別処理工程の設置等の対策が必要である。
- ③ NaCN 添加量の増加は、堆積場への排水中の NaCN 濃度を高くする。
- ④ 選鉱フローシートが複雑になり、操業成績が不安定になる。

・総合分離浮選

利点

- ① 亜鉛を活性化し易い銅の存在によって、総合浮選の亜鉛活性化剤(CuSO<sub>4</sub>)量が少なくよい。
- ② 総合浮選では鉄と脈石の抑制のみなので、繰返し鉱量が少なく、クリーナーの段階数が少なくてよい。
- ③ 分離浮選へ給鉱する混合精鉱は鉱量が減少しているので、分離浮選の槽数が直接優先浮選の亜鉛浮選の槽数より少ない。
- ④ NaCN を含む選鉱排水を分離浮選回路に繰り返すことにより、NaCN 添加量の削減でき、また選鉱排水への負荷量を減少できる。
- ⑤ 選鉱フローシートが簡単で、安定した操業成績が得られる

欠点

- ① 総合浮選の鉄抑制剤として石灰を使用するので、過剰添加による鉛採取率の低下を招く恐れがある。
- ② 総合浮選での鉄抑制が不完全であれば、分離浮選で NaCN により抑制された鉄が亜鉛精鉱に混入し、亜鉛品位を低下させる。

これら直接優先浮選と総合分離浮選の利点と欠点を比較した結果、亜鉛を活性化し易い銅が存在する有利性を生かし、かつ浮選工程が単純で、かつ浮選設備を小さくでき、操業成績が安定できる総合分離浮選方式を採用することとした。

(2) Bulk精鉱の生産と鉛精鉱・亜鉛精鉱の生産の比較

精鉱の生産形態として鉛精鉱と亜鉛精鉱に分離しないで、鉛・亜鉛の混合精鉱だけを生産する方法も考えられる。この場合の選鉱成績は次のように見込める。精鉱の各金属品位は鉛精鉱と亜鉛精鉱に分離する場合より低下する。

	鉱量 t	品位					分布率				
		Au g/t	Ag g/t	Pb %	Zn %	Cu %	Au %	Ag %	Pb %	Zn %	Cu %
原鉱	30,000	1.22	161	6.4	2.9	0.22	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
混合精鉱	3,722	7.77	1,717	45.6	21.7	0.81	79.0	82.6	88.3	92.8	68.1
尾鉱	26,278	0.29	32	0.9	0.2	0.08	21.0	17.4	11.7	7.2	31.9

この場合の概算収支を検討すると、

Bulk精鉱の売り上げの収入は

亜鉛代	$3,722 \times 0.995 \times (0.217 - 0.08) \times 1,100$	=	558,100 \$/y
鉛代	$3,722 \times 0.995 \times (0.456 - 0.03) \times 650$	=	1,025,468 \$/y
金代	$3,722 \times 0.995 \times (7.77 - 1) \times 0.9 \times 390 / 31.1024$	=	283,237 \$/y
銀代	$3,722 \times 0.995 \times (1071 - 100) \times 0.9 \times 390 / 31.1024$	=	582,135 \$/y
▲T/C	$\blacktriangle 3,722 \times 0.995 \times (190 + 10 + (13/100 \times (1,100 - 1,000)))$	=	▲788,822 \$/y
計			1,660,118 \$/y

鉛精鉱と亜鉛精鉱に分離した場合の年間売り上げ収入は 1,828 千\$だから、年間売り上げの減少額は ▲168 千\$である。

他方、Bulk精鉱のみの生産では分離浮選設備と精鉱脱水設備の内の 1 系統が不要になるので、その分の年間設備償却費が減少する。即ち、

$$12,250 \text{ \$/y} + 8,250 \text{ \$/y} = 20,500 \text{ \$/y}$$

同様に、その工程で使用される浮選試薬等の原単位物品および修繕費等も年間 35 千\$程減少する。従って、費用は ▲56 千\$の削減となる。

混合精鉱生産の場合、費用の減少額より売り上げの減少額の方が遙かに大きく、鉛精鉱と亜鉛精鉱を生産する方が有利であることが分かった。

### (3) 最適な選鉱フローシート

選鉱試験結果や今までの検討結果から最適な選鉱工程のフローシートは Fig. 39 のようになる

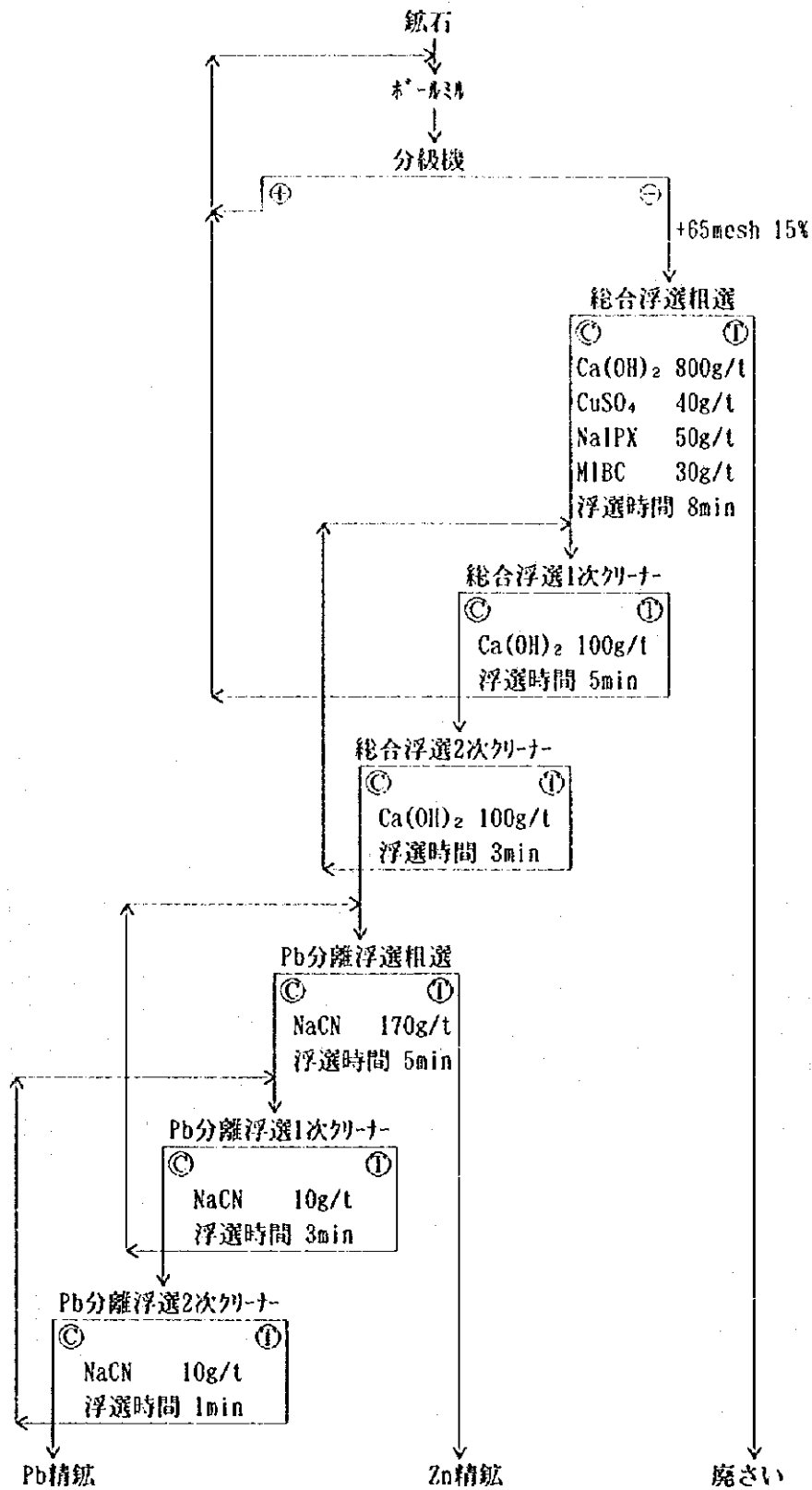


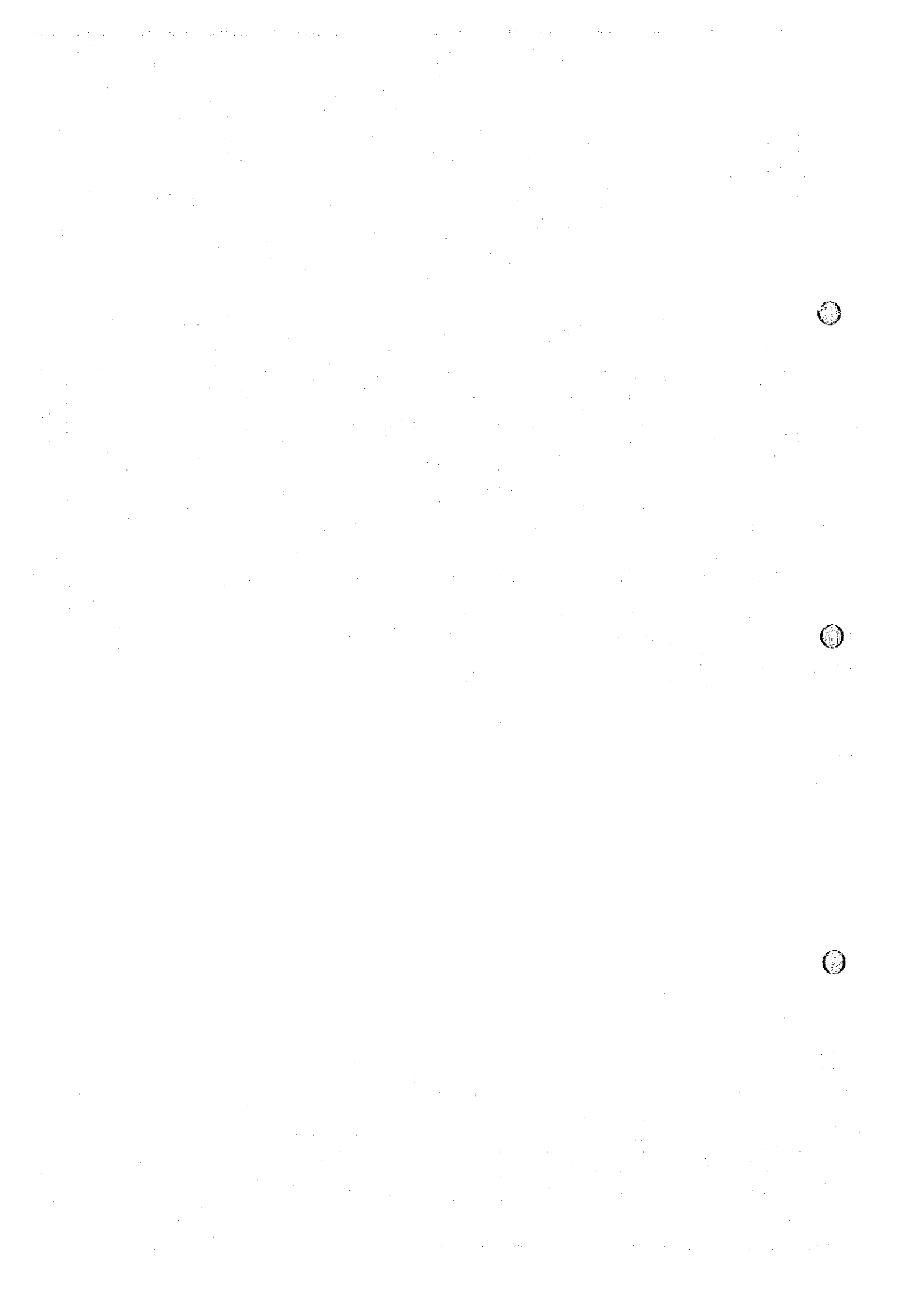
Fig. 39 Optimum Flotation Process Flow sheet

## 2. 5 選鉱操業成績見込

ツァヴ鉱山の出鉱見込品位は、金、銀、鉛、亜鉛および銅が各々 1.22g/t、161g/t、6.37%、2.94%、0.22%である。総合分離浮選法による試験結果を基にして、この出鉱見込品位による選鉱操業成績見込を推定すると、第29表に示すとおりになる。

	鉱量 t	品位					分布率				
		Au g/t	Ag g/t	Pb %	Zn %	Cu %	Au %	Ag %	Pb %	Zn %	Cu %
原鉱	30,000	1.22	161	6.4	2.9	0.22	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
鉛精鉱	2,371	11.01	1,507	69.0	5.0	0.32	71.3	74.0	85.2	13.6	11.5
亜鉛精鉱	1,351	2.09	307	4.4	51.0	2.77	7.7	8.6	3.1	79.2	56.6
尾鉱	26,278	0.29	32	0.9	0.2	0.08	21.0	17.4	11.7	7.2	31.9

第29表 選鉱操業成績見込





#### IV. 鉾山開発計画調査



#### IV. 鉱山開発計画調査

##### 1. 採鉱計画

###### 1. 1 概要

###### 1. 1. 1 採鉱法の選択

ツァツ鉱床の特徴として

- (1) 高品位であるが、非常に細脈（可採粗鉱量平均幅1.03m）である。
- (2) 連続性に乏しい。
- (3) 鉱床傾斜は比較的急傾斜である。（No.4 鉱床の傾斜は $65^{\circ} \sim 70^{\circ}$ ）
- (4) 上下盤が悪い。（我々が確認した-60m準では）

等があげられる。このため、採掘するにはずり混が大きな問題となる。また、92年度より実施してきた採鉱が、トラックレスマイニングの工法で実施してきており、これに使用した機械が現存し、しかも、モンゴル側独自でそれらの使用が可能である。モンゴル国では、機械費用が労務費に比して、高価であるが、全人口2,200千人と人口が非常に少ないことを考えれば、高能率なトラックレスマイニングによるメカナイズドカットアンドフイルが適当である。

###### 1. 1. 2 計画基本数値

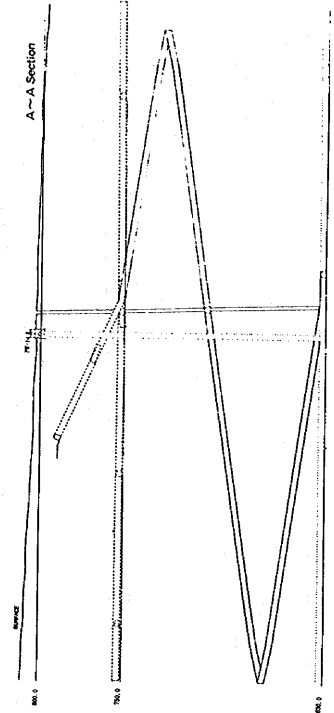
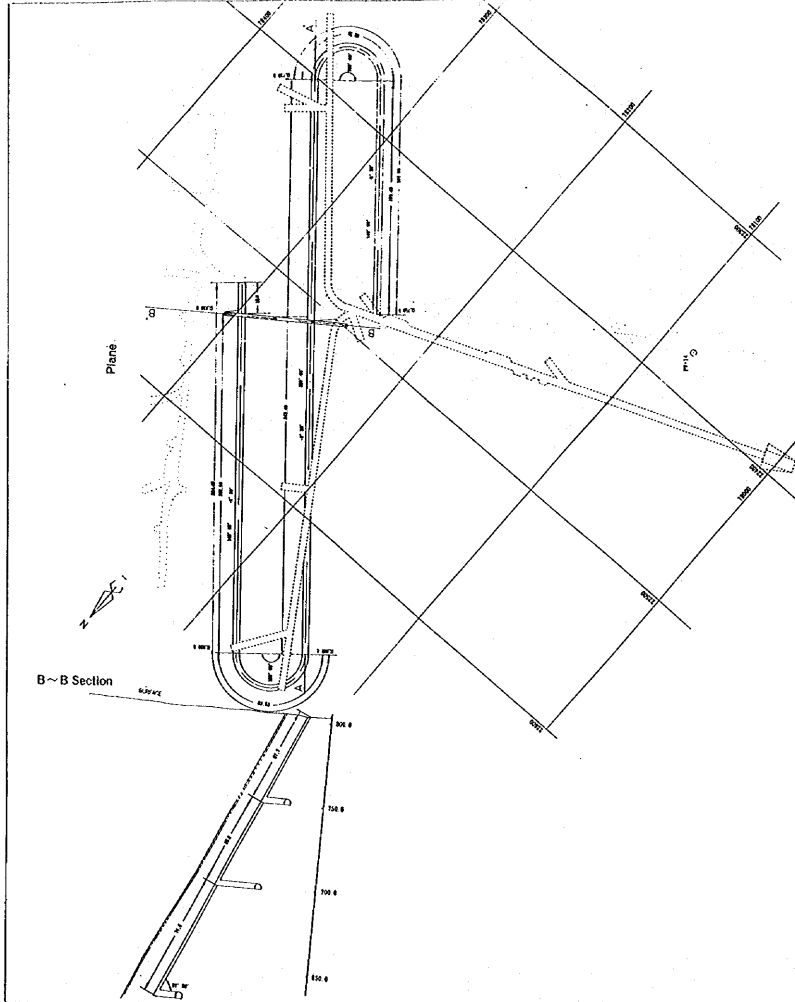
採掘計画の基本数値は以下の通りである。

採掘対象可採粗鉱量 (t)	332,464
年間出鉱量 (t)	30,000
年間操業日数 (日)	300
1日当たり出鉱量 (t)	100
1日当たり操業方数 (方)	2

###### 1. 1. 3 坑内骨格構造 (Fig.40 Development Plan of No.4 Vein 参照)

No.4 鉱体において、既設坑道としては、ソ連・モンゴル共同採鉱時に開削された地表より630m準までの立坑 (PW-14)、630m準繩押し坑道および92年度より金属鉱業事業団により実施された地表より750m準までの斜坑、750m準の下盤坑道 (いず





Title	Development Plan of No. 4 Vein
Scale	
Date	
Drawing No.	

Fig. 40 Development Plan of No. 4 Vein





れもトラックレス坑道)がある。

開発方式は主として次の理由からトラックレス斜道方式を採用する。

(1) 立坑方式に比べ斜道方式は鉱体の変化に対応し易い。従って、計画立案および計画の途中変更の場合でも選択の自由度が大きい。即ちトラックレス斜道方式では自由なレベルから自由な傾斜と方向の坑道が開削出来るので、鉱体への到達期間および出鉱準備が極めて有利に実行できる。

(2) 立坑方式は開削および設備がすべて完了しなければ出鉱出来ないが、トラックレス斜道方式では鉱体に到達すればすぐに産出出来る。また、No. 4 鉱体では開発対象区域の最下底は630m準で地表より220mと浅く、出鉱量も1日当たり100tonと少なく、坑内トラックあるいはLHDでも対応可能で、手持ちの機械で行え、新たな投資を最小限に押さえられる。また、立坑方式では設備費が過大すぎる。

(3) 各鉱体の規模が小さく、しかも、離れているためそれぞれ単独に開坑する必要があり、立坑方式だとコストがかかりすぎる。

具体的にはNo. 4 鉱体の斜道は、93年度に開削された地表より750m準までの斜坑の最下部、第2ずり置場より6°30'の下り斜道(ランプ斜坑)を鉱体中央部下盤に開削し、630m準の既存の坑道に貫通させる。この斜道を起点とし、探開坑および切羽作りを行う。

#### 1. 1. 4 通気坑井および充填坑井 (Fig. 40 Development Plan of No. 4 Vein 参照)

通気坑井は前述の斜道の中央部で鉱床下盤に設け、斜道の進捗に応じ、順次下部へ延長を行う。これに応じ、斜道開削用の扇風機も順次下部に移設する。最終的に斜道が、630m準まで完了するとこの斜道を入気坑道、旧ソ連・モンゴル共同探鉱時に開削された立坑(PW-14)を排気立坑とする通気系統が確立する。この通気系統が出来た後の操業時は、斜道の進捗に伴って開削した通気立坑は、通気立坑としてではなく、充填坑井として使用する。この坑井の

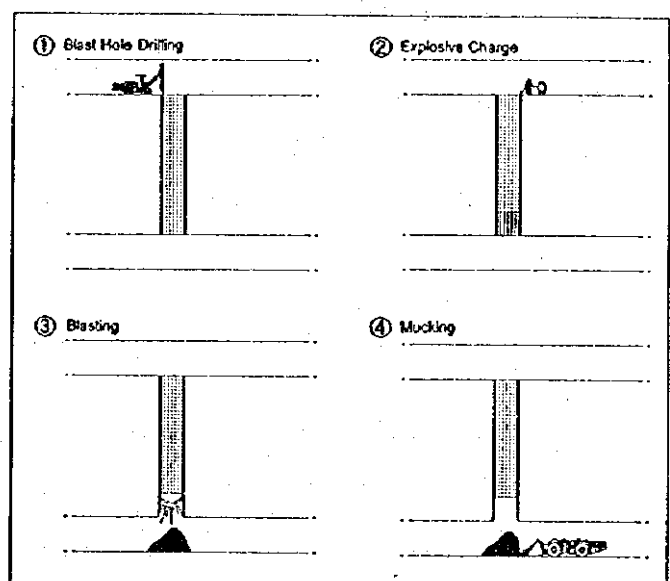


Fig. 41 Stage Blasting Method