

第5章 ボーリング調査

5-1 調査概要

Zhaman-Aibat 鉱床で、東部鉱体の銅鉱および中央鉱体の複雑鉱の層序と産状を観察すること、および各々の鉱石タイプでの選鉱試験試料を取得するを目的に、深度 650.50m および深度 700.00m の 2 孔の垂直ボーリングが実施された。掘削工法はワイヤーライン工法で、最終孔径は 59mm である。実施した室内試験（顕微鏡観察・鉱石の品位分析・全岩分析・粉末 X 線回折・EPMA 分析）の数量を Table 1-1-2 に示す。

MJK-1 孔（最終深度 650.50m、垂直）は、第 2 年次調査として東部鉱体に掘削され、深度 598.0m～605.8m（区間長：7.8m, 4-I 層準）で Cu の鉱化を確認した。また、MJK-2 孔（最終深度 700.00m、垂直）は、第 3 年次調査として中央鉱体に掘削され、深度 605.4m～619.7m（区間長：14.3m, 4-I 層準）で Cu、Pb の鉱化を、深度 630.0m～635.7m（区間長：5.7m, 3-VI 層準）で Cu の鉱化を、深度 688.9m～692.5m（区間長：3.6m, 3-II 層準）で Cu、Pb の鉱化を確認した。

ボーリング孔の諸元と掘削位置を Table 2-5-1 と Fig. 2-5-1 に示す。また、工程、使用機器、消耗品、および掘進実績を、Appendix 8～11 (MJK-1) と Appendix 19～22 (MJK-2) に示す。

Table 2-5-1 Outline of the Drill Hole "MJK-1" and "MJK-2" in the Zhaman-Aibat Ore Deposit

Drill Hole	Location		Elevation (m)	Hole Depth (m)	Inclination
	E-W Coordination	N-S Coordination			
MJK-1	96,570	90,210	357.04	650.50	vertical
MJK-2	92,500	90,200	336.90	700.00	vertical

5-2 調査方法

掘削日程は下記のとおり。

MJK-1孔

- 95年8月11日 ボーリング契約
- 95年8月12日 ボーリング地点選定
- 95年8月13日 移設・掘削開始
- 95年8月25日 掘削終了
- 95年8月26日 解体・移設

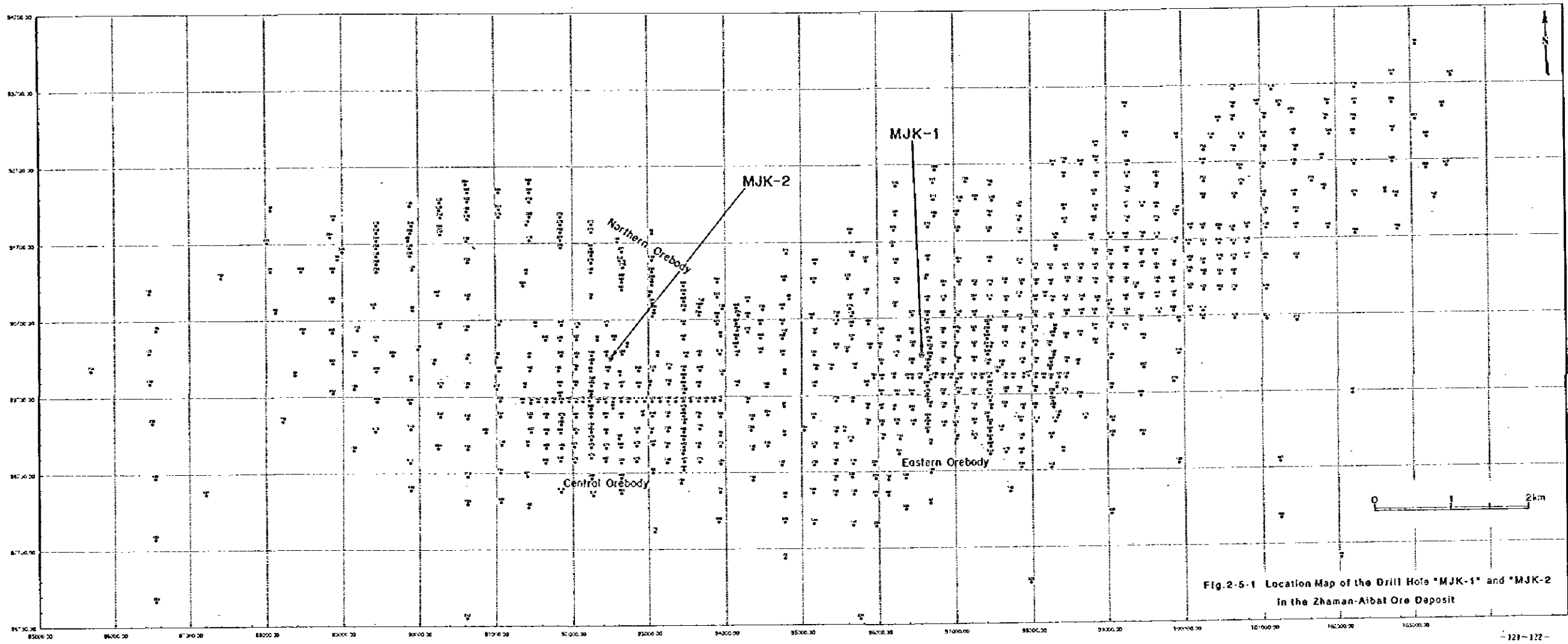
MJK-2孔

- 96年7月11日 ボーリング契約
- 96年7月18日 ボーリング地点選定
- 96年7月19日 移設・掘削開始
- 96年8月3日 掘削終了
- 96年8月4日 解体・移設

Zhaman-Aibat地域のボーリングは、日本側ボーリング技術者の監督のもと Zhezkazgangeologiya社によって実施された。掘削は、試錐機1台を使用して機長1名、助手1名を1班とする2班編成によって、2方/日体制(24時間稼働)で行われた。作業従事者は、全員15日シフトで交替した。作業人員は、下記のとおりである。

現場責任者 (キヤプ マンジャー)	1名
現場副責任者 (チーフマン)	1名
発電機担当技術者	1名
機械担当技術者	1名
車両担当技術者	1名
地質調査技術者	1名
掘削主任 (ドリリング マスター)	1名
機長	2名
助手	2名
運転手 (トラック、ブルドーザー他)	4名
電気係	1名
発電機係	1名
コック	1名
コック助手	1名
設営解体班	多数

調査地区内での試錐機、試錐ポンプ、櫓、ボーリング機材等の移設および運搬は、ブルドーザー2



台を使用して、そり引き運搬した。ボーリング用水の運搬は、タンクローリー（5m³）を使用しボーリング現場の北方約7~10km離れた水井戸（昔のボーリング孔からの湧水）から運搬した。電力は、電柱（ベースキャンプ内の発電機から通線）から電線を張り使用した。

掘削工法として、普通工法とワイヤーライン工法を採用した。ケーシングプログラムは、下記のとおりである。

MJK-1 孔

深度 0.0m~4.0m 間	112mm メタルクラウン掘削（普通工法） 108mm ケーシング挿入
深度 4.0m~38.3m 間	93mm メタルクラウン掘削（普通工法） 89mm ケーシング挿入
深度 38.3m~650.5m 間	59mm ダイヤモンドビット掘削（ワイヤーライン工法）

MJK-2 孔

深度 0.0m~3.5m 間	112mm メタルクラウン掘削（普通工法） 108mm ケーシング挿入
深度 3.5m~19.6m 間	93mm メタルクラウン掘削（普通工法） 89mm ケーシング挿入
深度 19.6m~700.0m 間	59mm ダイヤモンドビット掘削（ワイヤーライン工法）

地質状況は、MJK-1 孔と MJK-2 孔ともに、塊状の砂岩とシルト岩の互層からなる。掘削中は、崩壊等のトラブルや機械の故障もなく、順調に掘削できた。MJK-1 孔掘削期間中の掘削能率は、52.0m/日、コア採取率は、98.5%であった。また、MJK-2 孔掘削期間中の掘削能率は、50.0m/日、コア採取率は、97.7%であった。

5-3 MJK-1 孔の調査結果

5-3-1 コアー観察

試錐 MJK-1 の地質柱状図を Plate 19 に、鉱化帯および周辺部の詳細柱状図を Figure 2-5-2 にそれぞれ示す。また、MJK-1 孔周辺の地質断面図を Fig 2-5-3, Fig 2-5-4 に、鉱層の詳細断面図を Fig 2-5-5 に示す。

深度 0~403.2m で褐色のシルト岩を主体とする Zhiderisai 層が、403.2m~609.3m で灰色砂岩を主体とする Zhezkazgan 層が、609.3~650.5m で褐色のシルト岩と砂岩の互層からなる Taskduk 層が識別された。鉱化帯は、Zhezkazgan 層下底部（鉱化層準 4-I）に認められる。

MJK-1 の地質の概要は下記のとおりである。

0.0m~238.0m : 赤褐色シルト岩、厚さ 0.1~5m の赤褐色砂岩を挟む。石こう（厚さ最大 5 cm）を多数挟在、または脈状に分布。他に炭酸塩鉱物のセメント、コンクリーショ

ン多い。全般に石灰質でエバポライト質。

- 238.0m~403.2m : 赤褐色細粒~中粒砂岩, 厚さ0.5~15mの赤褐色シルト岩を挟む。全般に炭酸塩鉱物のセメント多い。脈状の方解石, 石こうあり。地表からこの深度までは Zhidelisai 層に相当。
- 403.2m~403.5m : 緑灰色細粒砂岩や凝灰岩質灰色砂岩出現。
- 403.5m~438.8m : 赤褐色および灰色の中粒~細粒砂岩, シルト岩の互層。鉱染状およびパッチ状の黄鉄鉱, 一部石灰質-珪質の弱変質(?) あり。
- 438.8m~592.5m : 灰色~緑灰色, 中粒~細粒砂岩, 同色のシルト岩を挟む。炭酸塩鉱物のセメンテーションあり。黄鉄鉱鉱染。
- 592.5m~597.6m : 灰色~緑灰色, 中粒~細粒砂岩, ラミナ発達。灰色シルト岩の薄層を挟む。全般に黄鉄鉱鉱染, 特に粗粒砂岩中で鉱染多い。石灰質鉱物のセメンテーションあり。
- 597.6m~608.3m : 暗灰色~灰色, 中粒~細粒砂岩, ラミナ発達。598.0~605.78m まで銅鉱化帯 (輝銅鉱>斑銅鉱>方鉛鉱, 黄鉄鉱)
- 608.3m~609.3m : 明褐色質明緑灰色の層間礫岩層, "Raimundo 礫岩"。礫は白色~ピンクの石灰岩およびシルト岩 (0.5×0.5cm~1.5cm×3cm) の角礫。基質は緑色の泥質シルト (弱緑泥石化)。黄鉄鉱鉱染, 銅鉱化は認められず。403.2~609.3m まで Zhezkazgan 累層。
- 609.3m~650.5m : 赤褐色, 細粒~粗粒砂岩およびシルト岩の互層。一部層内礫層 (厚さ0.1~0.9m) を挟む。基質は炭酸塩鉱物でセメンティング。Taskuduk 層の最上部

銅の鉱化は, Zhezkazgan 層中の灰色砂岩層のほぼ最下部に相当する深度 598.0~605.78m (掘進長で 7.78m) に認められる。この鉱化帯の上下盤約 10m 間にも Cu=0.03~0.16% 程度の弱い銅鉱化があるが, 肉眼では銅鉱物はほとんど認められない。鉱化帯を含む地層の傾斜は, 水平~約 10° と緩傾斜である。鉱化帯の層準は, Zhezkazgan 層中の中で最も優勢な銅鉱化層準である 4-I に対比される。鉱化帯の概要は次のとおりである。

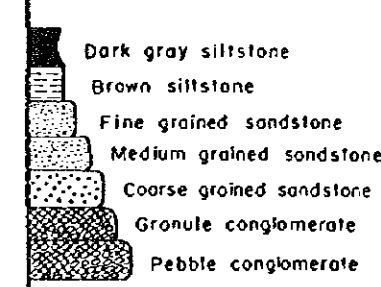
- 深度 : 598.0m~605.78m
- 鉱化帯の厚さ : 7.78m
- 品位 : Cu=3.78%, Pb=1.17%, Zn=0.03%, Ag=22.7g/t, Re=11.2g/t
- 構成鉱物 : 輝銅鉱, 斑銅鉱, 方鉛鉱, 黄銅鉱, 閃亜鉛鉱, 輝銅銀鉱, エレクトラム, 銅藍, 黄鉄鉱
- 鉱化タイプ : 鉱染状, パッチ状, 層状
- 母岩 : 明灰色~緑灰色, 中粒~細粒砂岩およびシルト岩, 基質: 炭酸塩鉱物化 (主として方解石), "Raimundo" 層間礫岩 (ペブル~グラニユール サイズ) の薄層を挟在。
- 変質 : 炭酸塩化, 珪化, 緑泥石化

SCALE (m)	COLUMN DEPTH (m)	DESCRIPTION	SAMPLING LOCATION	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag (g/t)	Re (g/t)	S (%)
591	590.94	590.94-591.13m: Dark gray, fine alternating beds of laminated fine sandstone and siltstone, bedded horizontally.							
	591.13								
	591.30								
592	591.13	591.13-592.16m: Light gray, medium grained sandstone, cross-bedded at the angle 5°-15°, strongly disseminated by pyrite.	591.00	0.01	0.05	0.02	0.3	3	0.89
	591.50		0.01	0.01	0.01	1.0	< 1	0.78	
	592.00		0.02	0.04	0.01	0.3	3	1.05	
593	592.16	592.16-592.70m: Dark gray, massive, medium grained sandstone (arenite), strongly disseminated by pyrite. Contact with underlying layer is at the angle 10°.	592.00	0.02	0.04	0.01	0.3	3	1.05
	592.50		0.06	0.07	0.02	0.7	< 1	0.74	
	593.00		0.03	0.03	0.03	0.3	< 1	0.74	
594	593.12	593.12-593.95m: Light gray, sandstone (arenite) with carbonaceous cement, with graded bedding structure (coarse-medium-fine-muddy) at the angle 0°-5°, weakly disseminated by pyrite.	593.50	0.07	0.10	0.02	0.3	6	0.48
	594.00		0.09	0.01	0.02	0.7	4	0.46	
	594.50		0.09	0.01	0.04	0.3	< 1	0.59	
595	594.35	594.35-594.64m: Gray, massive sandstone, pyrite dissemination and concretions observed at the interval from 594.50 to 594.64m.	594.00	0.09	0.01	0.04	0.3	< 1	0.59
	594.50		0.09	0.01	0.04	0.3	< 1	0.59	
	595.00		0.16	0.02	0.09	0.7	< 1	0.49	
596	595.25	595.25-595.80m: Brown, massive, medium grained sandstone including mudstone patches.	595.00	0.16	0.02	0.09	0.7	< 1	0.49
	595.50		0.11	0.04	0.05	1.0	< 1	0.68	
	596.00		0.06	0.03	0.03	0.3	< 1	0.64	
597	596.40	596.40-597.60m: Pale greenish gray (596.4-596.9m) - dark gray (596.9-597.9m), laminated sandstone with graded bedding structure. Pyrite dissemination (including a small quantity of chalcocite) is observed at the coarse-medium grained sandstone.	596.00	0.06	0.03	0.03	0.3	< 1	0.64
	596.50		0.16	0.01	0.03	0.7	< 1	0.85	
	597.00		0.04	0.02	0.02	0.3	< 1	0.54	
598	597.33	597.33-597.60m: Greenish dark gray, siltstone with frequent interlayers of fine grained sandstone. Dissemination of chalcocite (range in thickness from 2cm to 3cm) and pyrite are observed in the sandstone layers.	597.00	0.04	0.02	0.02	0.3	< 1	0.54
	597.50		0.04	0.07	0.05	0.3	3	1.41	
	598.00		0.53	0.11	0.23	1.4	4	1.71	
599	598.50	598.50-598.85m: Light gray, medium grained sandstone with irregular shaped mud balls. Pyrite dissemination is observed at the bottom of the layer.	598.00	0.53	0.11	0.23	1.4	4	1.71
	598.48		0.32	0.02	0.22	1.0	6	0.86	
	599.03		2.02	0.03	0.02	6.9	1	1.36	
600	599.29	599.29-599.65m: Dark gray-gray, thinly alternating beds of fine grained sandstone (arenite) and siltstone, bedded at the angle 0°-5°. Concentrations of chalcocite (galena, bornite, chalcocopyrite) and weak pyrite dissemination are observed mainly in the sandstone layers.	599.21	1.18	0.08	0.02	6.9	1	1.35
	599.65		1.18	0.08	0.02	6.9	1	1.35	
	600.02		14.50	1.82	0.02	37.4	9	4.73	
601	600.12	600.12-602.75m: Dark gray, massive, medium grained sandstone (arenite) and carbonate-rich granule- pebble conglomerate (including angular gravels of limestone-shale-dacite). These layers are disseminated by chalcocite (galena, bornite, chalcocopyrite-pyrite). Strong concentrations of chalcocite (grain size: 0.2mm-2mm) are observed within the intervals 600.90-601.27m and 602.20-602.75m.	600.02	14.50	1.82	0.02	37.4	9	4.73
	600.40		0.51	3.27	0.01	3.4	11	0.69	
	600.77		1.54	1.04	0.01	7.9	11	0.62	
602	601.02	601.02-601.27m: Dark gray, massive, medium grained sandstone (arenite) and carbonate-rich granule- pebble conglomerate (including angular gravels of limestone-shale-dacite). These layers are disseminated by chalcocite (galena, bornite, chalcocopyrite-pyrite). Strong concentrations of chalcocite (grain size: 0.2mm-2mm) are observed within the intervals 600.90-601.27m and 602.20-602.75m.	600.77	1.34	6.54	< 0.01	10.6	34	1.38
	601.27		1.34	6.54	< 0.01	10.6	34	1.38	
	601.75		12.00	0.08	0.01	85.7	40	3.04	
	602.20		602.17	4.99	0.26	< 0.01	26.4	14	1.34

SCALE (m)	COLUMN DEPTH (m)	DESCRIPTION	SAMPLING LOCATION	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag (g/t)	Re (g/t)	S (%)
603	602.75	602.75-604.05m: Brown, massive, medium grained sandstone, disseminated by chalcocite (+ chalcocopyrite + pyrite). Grain size; Cc: 0.5mm-1mm, Cp, Py: 0.5mm	~602.68						
	602.68		15.30	0.21	< 0.01	119	20	4.07	
	603.10		1.96	< 0.01	< 0.01	11.3	4	0.62	
604	604.05	604.05-605.32m: Gray, medium grained sandstone, thinly bedded at the angle 3°-7°. Chalcocite dissemination and thin layers (thickness: 1-2mm) of chalcocite concentrations are observed. Angle of the chalcocite layers is conformable to the bedding structure of the sandstone. Thin layer of pebble conglomerate (including angular fragments of limestone and mudstone) is observed within the interval 605.25-605.32m.	603.66	2.22	0.74	< 0.01	10.3	5	0.78
	604.03		1.34	< 0.01	0.01	6.9	2	0.40	
	604.15		2.35	< 0.01	< 0.01	14.4	< 1	0.68	
605	605.00	605.00-606.87m: Gray, massive, medium grained sandstone. Chalcocite dissemination and thin layers (thickness 2-3mm, horizontal) of chalcocite concentrations are observed within the interval 605.61-605.78m. Weak Dissemination by Chalcocite-Chalcocopyrite (grain size: 0.5-1mm) is described within the interval 605.75-605.85m. Thin layer of very coarse grained sandstone (including fragments of mudstone) is observed within the interval 606.77-606.87m.	604.65	4.59	< 0.01	0.01	27.8	< 1	1.49
	605.20		3.50	< 0.01	< 0.01	23.7	< 1	1.02	
	605.34		10.30	< 0.01	< 0.01	35.7	4	2.61	
606	606.87	606.87-608.27m: Dark gray, medium grained sandstone, with horizontal graded bedding structure. Very weak Dissemination by pyrite is occurred within the interval 607.50-607.98m.	605.47	2.62	0.03	< 0.01	16.1	< 1	0.76
	605.61		1.88	< 0.01	0.01	12.0	2	0.57	
	605.78		7.51	< 0.01	< 0.01	39.8	< 1	1.96	
607	606.77	606.77-608.27m: Dark gray, medium grained sandstone, with horizontal graded bedding structure. Very weak Dissemination by pyrite is occurred within the interval 607.50-607.98m.	606.50	0.02	< 0.01	0.01	0.3	< 1	0.09
	607.00		0.02	< 0.01	0.01	0.3	3	0.19	
	607.50		0.01	< 0.01	0.01	0.0	< 1	0.13	
608	608.27	608.27-609.30m: Brownish light gray-greenish light gray, intraformational conglomerate (RAUMUNDO Conglomerate), consisting of angular fragments of white or pink-colored limestone and siltstone (sizing from 5 x 5mm to 15 x 30mm) and cement of green colored (caused by weak chloritization) muddy sandstone. At the bottom of the layer, cement is represented by red sandstone. No mineralization observed.	608.00	0.02	< 0.01	0.01	0.0	< 1	0.04
	608.50		0.03	0.01	0.02	0.0	< 1	0.02	
	609.00		0.12	0.02	0.01	0.3	2	0.07	
609	609.30	609.30-610.75m: Gray (partially brown), fine-medium grained sandstone (arenite) with siliceous-carbonaceous cement with horizontal graded bedding structure. Contact with underlying layer is wavy. Very weak pyrite dissemination is observed.	609.50	0.04	0.03	0.01	0.3	< 1	0.04
	610.00		0.04	0.03	0.01	0.3	< 1	0.04	
	610.37								
610	610.58	610.58-610.75m: Reddish brown, siltstone with indistinct bedded structure. Calcite concretions with size 0.3 x 0.6cm, are occurred. No mineralization observed.	610.58						
	610.75								
	611								

LEGEND

ROCK FACIES



STRUCTURE

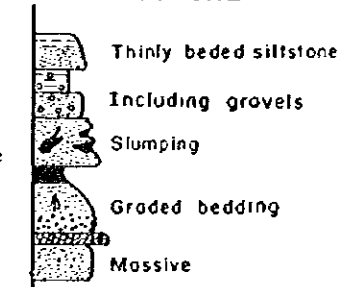
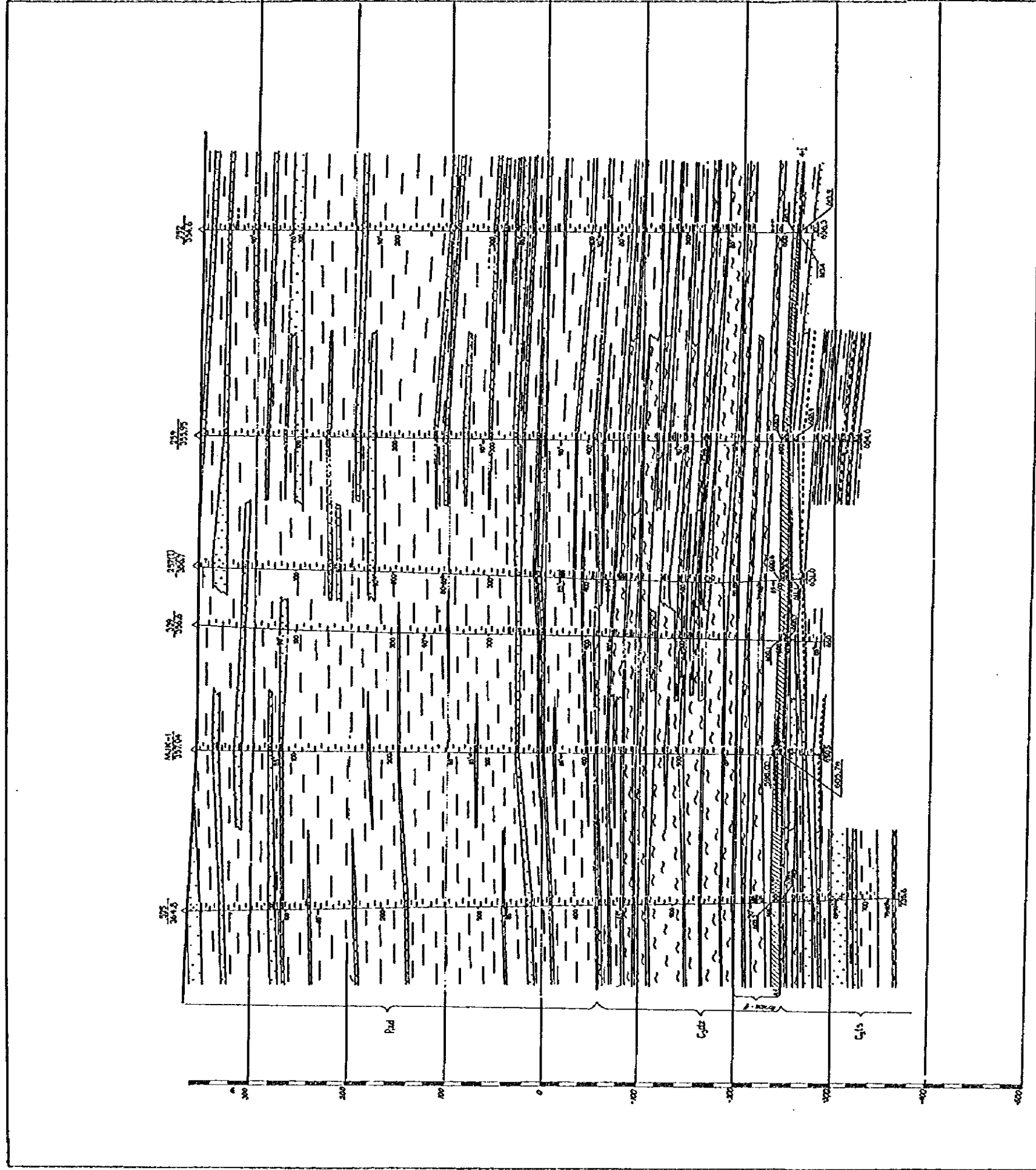
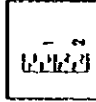


Fig. 2-5-2 Detailed Geological Logging for the Mineralized Zone of the Drill Hole MJK - 1



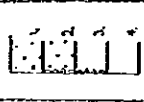
LEGEND

Aleurilite
aleurosandstone,
fine-grained sandstone



- 1. red
- 2. gray

Fine-coarse-grained
sandstone



- 1. red
- 2. grayish-red
- 3. reddish-gray
- 4. gray

Conglomerate, gristone
intraterritorial



- 1. interformational ("Raimundo")

Ore



- 1. copper ore (balanced)
- 2. complex ore (balanced)
- 3. copper ore (off-balanced)

Boundary of horizon
Boundary of formations



- 1.
- 2.

525



MUK-1



339



WCI no	Interstratigraphic horizon	from to	m	%	grade				Ore type	Deposit	Commercial characteristics	
					Cu ₂ S	Fe	Zn	As				
525	602.0	610.5	8.5	100	1.59	0.23	0.14	1.63	4.39	1.39	4-1	balanced
339	600.1	608.7	8.6	100	2.78	-	-	0.70	3.10	0.86	4-1	balanced
257(D)	600.0	611.1	11.1	100	2.11	-	-	3.95	-	-	4-1	off-balanced
259	600.9	608.9	8.0	100	1.61	-	-	0.35	3.80	0.71	4-1	balanced
252	610.7	615.4	4.7	94	0.36	-	-	0.06	1.35	0.09	4-1	balanced
MUK-1	615.4	615.9	0.5	100	3.04	-	-	0.33	17.0	0.73	4-1	balanced
	608.0	608.7	0.7	97	3.78	1.17	0.03	11.2	22.7	1.47	4-1	balance

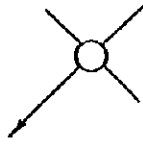
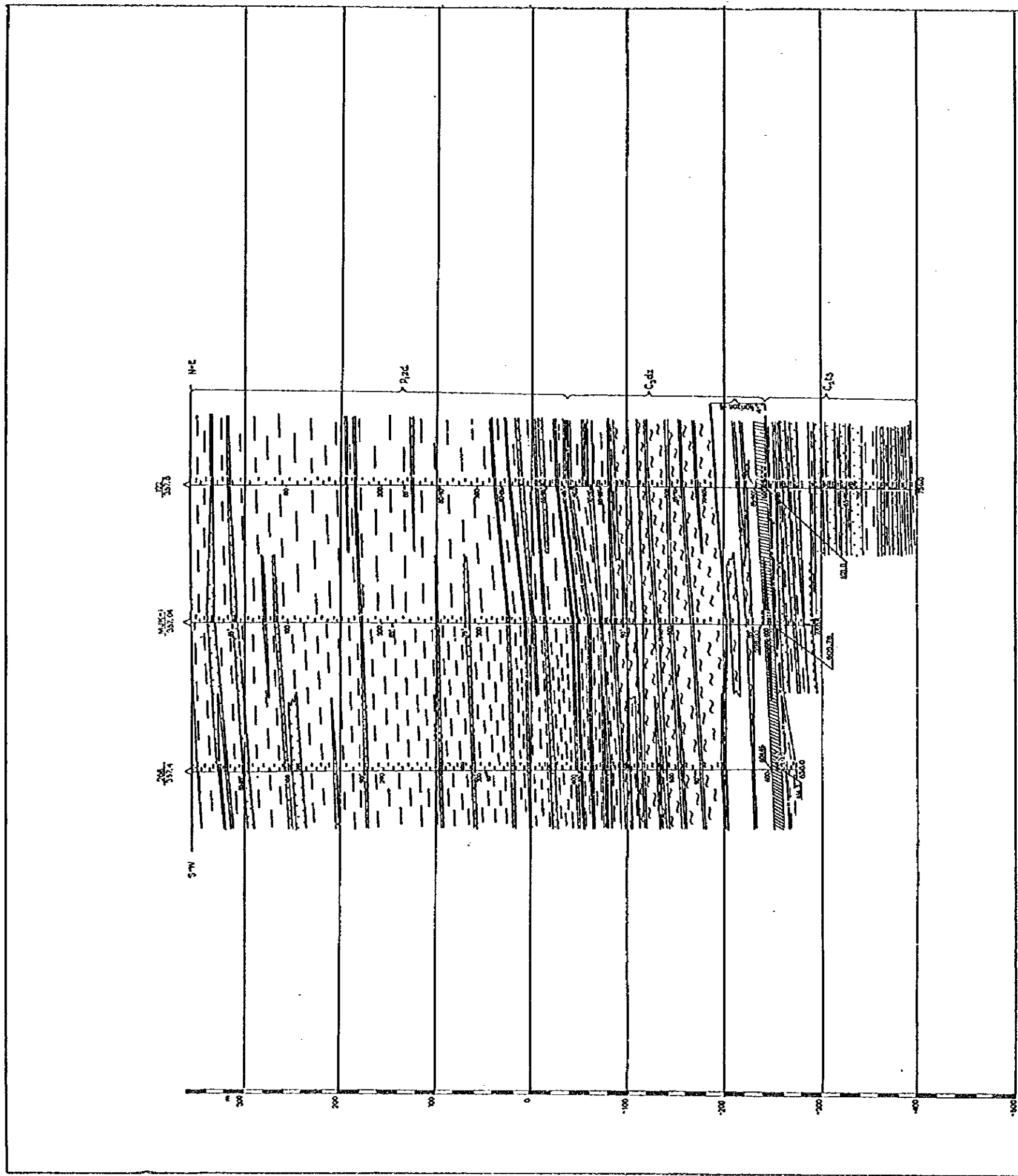
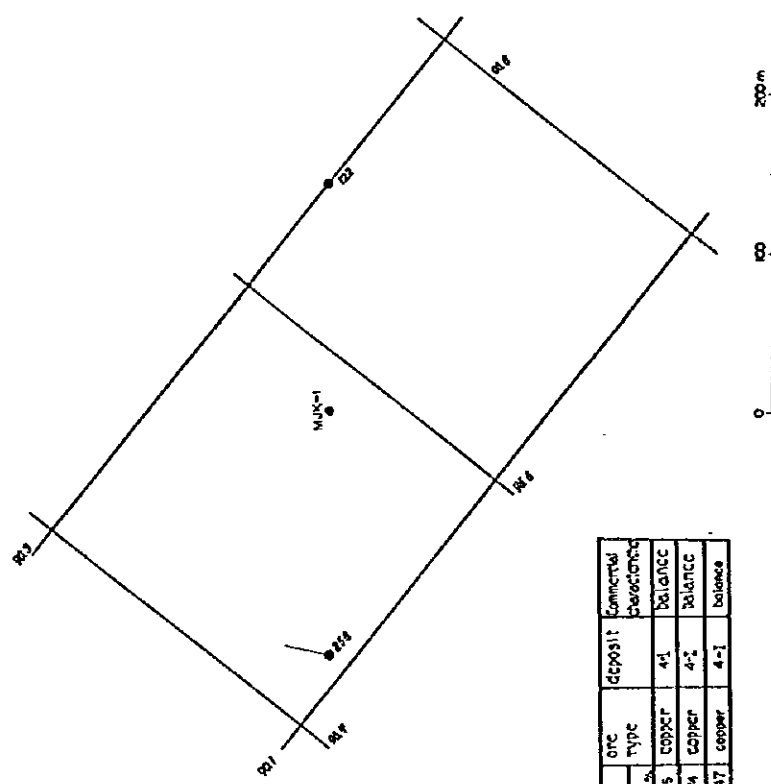


Fig.2-5-3 Geological Section of the Eastern Orebody Along the Line DH525-DH252, Zhaman-Albat Ore Deposit



LEGEND

- Aeolite**
aleurosandstone, fine-grained sandstone
1. red
2. gray
- Fine-coarse-grained sandstone**
1. red
2. grayish-red
3. reddish-gray
4. gray
- Conglomerate, gneiss**
1. Intraterritorial
2. Interformational ("Raimundo")
- Ore**
1. copper ore (balanced)
2. complex ore (balanced)
3. copper ore (off-balanced)
- Boundaries**
1. Boundary of horizon
2. Boundary of formations



Well no	Location of core		Copper recovery		Grade				Ore		Deposit	
	from	to	m	%	Cu	Pb	Zn	Ag	type	balance	balance	
268	104.45	104.3	9.85	9.05	100	2.26	0.03	-	0.89	7.68	0.95	4-1
122	151.9	160.0	11.4	10.1	88	2.13	-	-	1.19	9.34	0.74	4-2
MJK-1	158.0	165.78	7.78	7.56	97	3.78	1.17	0.03	11.2	22.7	1.47	4-1

Fig.2-5-4 Geological Section of the Eastern Orebody Along the Line DH268-DH122, Zhaman-Albat Ore Deposit

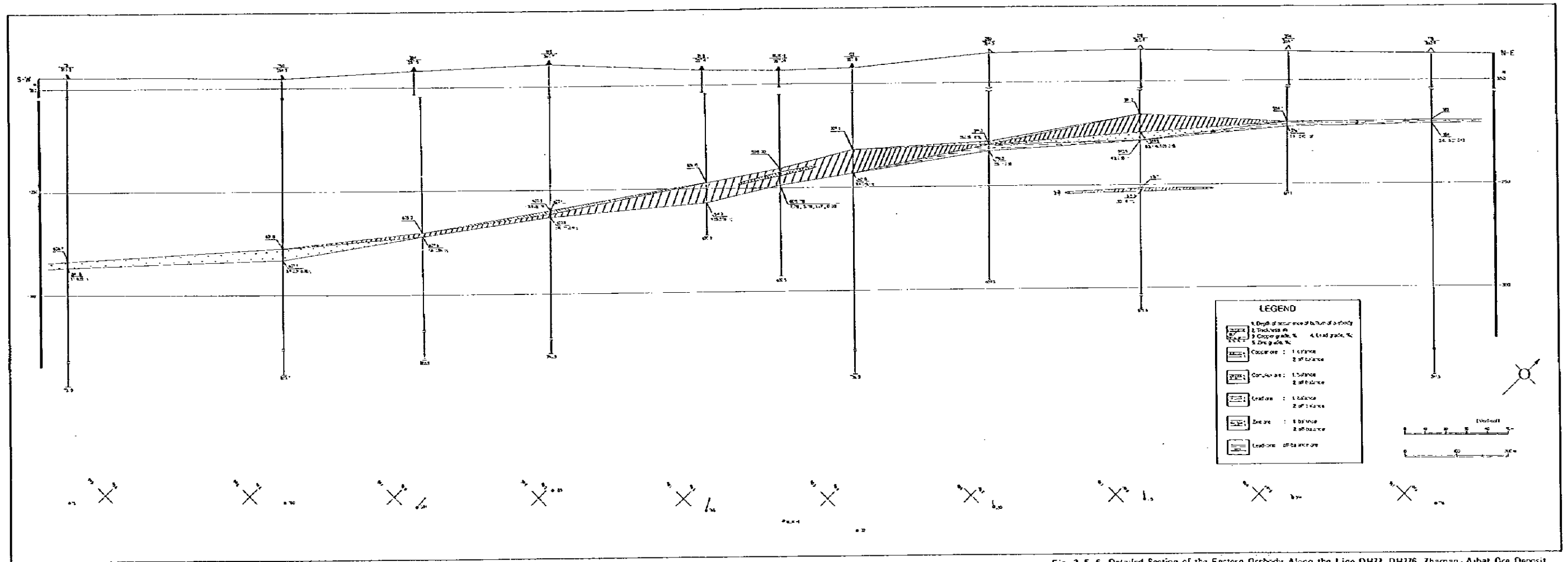


Fig. 2-5-5 Detailed Section of the Eastern Orebody Along the Line DH73-DH776. Zhama-Aibat Ore Deposit

5-3-2 室内試験

5-3-2-1 鉱石の化学分析

サンプリングおよび分析方法

MJK-1 孔の着鉱部から 76 サンプルを選定した。また、本孔の鉱化と比較を行うため、操業中の Zhezkazgan 鉱山を代表する鉱石から 4 サンプルを選定した。

MJK-1 孔着鉱部のサンプリングは、下記のとおり実施された。

主鉱化帯の上盤 435.00m~585.30m	: 幅約 0.3m でスポットサンプリング
主鉱化帯の上盤 591.00m~598.00m	: 幅 0.5m で連続サンプリング
主鉱化帯 598.00m~605.78m	: 幅 0.13m~0.98m で連続サンプリング
主鉱化帯の下盤 605.78m~610.00m	: 幅 0.5m で連続サンプリング
主鉱化帯の下盤 621.00m~642.30m	: 幅約 0.3m でスポットサンプリング

分析した元素および分析方法は下記のとおりである。

主要 5 元素および Fe, Re, S の分析法	検出限界
Au : 乾式分析法 (ppb)	5
Ag : 原子吸光法 (g/ton)	0.3
Cu : 原子吸光法 (%)	0.01
Pb : 原子吸光法 (%)	0.01
Zn : 原子吸光法 (%)	0.01
Fe (Total) : 滴定法 (%)	0.01
Re : 放射化分析法 (ppm)	1
S (Sulfide) : 重量法 (%)	0.01
S (Sulfate) : 重量法 (%)	0.01
S (Element) : 重量法 (%)	0.01
FeO : 滴定法 (%)	0.01

分析結果

分析結果の詳細を Appendix 13 に示す。4-1 層準鉱化帯の分析結果の概要は下記のとおりである。

		最大	最小	加重平均品位
4-1 層準	Cu (%)	15.30	0.32	3.78
21 試料, 区間長 7.78m	Pb (%)	6.54	<0.01	1.17
(深度 598.00m~605.78m)	Zn (%)	0.22	<0.01	0.03
	Ag (g/t)	119.0	1.0	22.7
	Re (g/t)	40.0	<1.0	11.2

5-3-2-2 全岩分析

MJK-1孔の深度440.0mから606.5m間で各地層を代表する5サンプルを選定し、全岩分析を実施した。分析結果をAppendix 14に示す。

いずれも灰白色砂岩（“Greysandstone”）である。特にN22J3は、金属元素の含有量は、Cu=1.34%、Pb=6.50%、Total Fe=1.34%、Total S=1.33%と高いため、各成分の合計（%）は92.19%と低くなっている。なお、N22J3およびN26J3は、鉱化帯中から採取したものである。

鉱化を受けていない砂岩と鉱化を受けた砂岩とを比較すれば、肉眼的には前者がやや暗灰色、後者は灰色～緑灰色を呈し、Cu、Pbなどの金属成分に富む以外は、全岩分析12成分の含有量にはほとんど差異は認められない。

5-3-2-3 顕微鏡による観察およびEPMAによる分析

岩石薄片の観察結果

MJK-1ボーリングの深度203.5mから644.25m間で7サンプルを採取し、検鏡を実施した。検鏡結果をAppendix 16に示す。

95-TS-01および95-TS-02は、いわゆる“Red sandstone”である。また95-TS-06を除く他の砂岩およびシルト岩のマトリックスは、全て炭酸塩鉱物によりセメンティングされており、全般に石灰質である。構成鉱物は、石英、斜長石、カリ長石、炭酸塩鉱物（主として方解石）、粘土鉱物、針鉄鉱、不透明鉱物などのほか、火山岩岩片なども認められる。

95-TS-06は、鉱化帯中の深度601.5mから採取したものであり、砂岩を構成する亜角礫の砂粒子（直径0.4mmφ）のマトリックスを不透明鉱物、すなわち銅硫化鉱物（恐らく輝銅鉱など）がセメンティングしたものであり、これはZhaman-Aibat鉱床の鉱化を代表するものである。

鉱石研磨片の観察結果

MJK-1の着鉱部から9サンプル、また操業中のZhezkazgan鉱山を代表する高品位銅鉱1サンプル、計10サンプルについて鉱石顕微鏡による検鏡を実施した。検鏡結果及び検鏡記載をそれぞれAppendix 15に示す。鏡下で観察された鉱物は下記のとおりである。

初生鉱物：輝銅鉱、ダイジュナイト、デュルレアイト、斑銅鉱、Agに富むエレクトラム、硫砒ニッケル鉱-輝コバルト鉱系列の鉱物、輝銅銀鉱、方鉛鉱など。

二次鉱物：銅藍、針鉄鉱など。

これらの鉱物のうち、鉱石鉱物として最も量的に多いのは輝銅鉱で、他に少量の斑銅鉱と極めて少量のダイジュナイト、デュルレアイトなどが認められる。またAg鉱物は、エレクトラムおよび輝銅銀鉱として輝銅鉱や斑銅鉱と共生する。銅硫化鉱物の産状は、砂岩やシルト岩の粒子間、マトリックス

に鉱染状、パッチ状あるいはセメンテーション状などに認められる。銅鉱の場合、鉱染状、パッチ状、セメンテーション状の順に銅品位が高くなる。採業中の Zhezkazgan 鉱山の超高品位鉱 ($\text{Cu} \approx 30\%$) の場合、外観は青黒色で塊状を呈するが、鏡下では砂岩のマトリックスを銅硫化物（主として輝銅鉱）がセメンテーションしたものである。一般的な銅鉱 ($\text{Cu} \approx 1.0 \sim 5.0\%$) は、砂岩～シルト岩のマトリックスに銅硫化物が鉱染状に分布する。また砂岩のラミナ構造、時にクロスラミナに沿って鉱染状あるいはパッチ状に銅硫化物が濃集し分布することがあるが、この場合の銅品位は、 $\text{Cu} = 10 \sim 15\%$ と高品位を示す。

EPMAによる鉱石鉱物の定量分析およびX線カラーマッピング

上記の鉱石研磨片から代表的な3サンプルについてEPMAによる鉱石鉱物の定量分析を行い、鉱石鉱物の同定を行った (Appendix 17)。また一部の鉱物については主要元素の特性X線カラーマッピングを行った (Appendix 18)。これらの結果は下記のとおりである。

MJK-1の鉱化帯を構成する主な鉱物は、輝銅鉱、斑銅鉱、方鉛鉱、輝銅銀鉱などである。またAgはAg鉱物として輝銅銀鉱が同定されているが、輝銅鉱や斑銅鉱中あるいはこれらの鉱物と共生するAgに富むエレクトラム中などにも認められている。Zhezkazgan 鉱山の高品位銅鉱の場合は、一般にAgの含有率は、斑銅鉱に比べて輝銅鉱のほうが高い傾向がある。

5-4 MJK-2 孔の調査結果

5-4-1 コア観察

試錐 MJK-2 の地質柱状図を Plate 20 に、鉍化帯および周辺部の詳細柱状図を Figure 2-5-6 にそれぞれ示す。また、MJK-1 孔周辺の地質断面図を Fig. 2-5-7, Fig. 2-5-8 に、鉍層の詳細断面図を Fig. 2-5-9 に示す。

深度 0~425.90m で褐色のシルト岩を主体とする Zhiderisai 層が、425.90~619.90m で灰色砂岩を主体とする Zhezkazgan 層が、619.90~700.00m で褐色のシルト岩と灰色砂岩の互層からなる Taskduk 層が識別された。鉍化帯は、Zhezkazgan 層下底部に 1 層（鉍化層準 4-I）、Taskduk 層に 2 層（鉍化層準 3-VI.3-II）認められる。

MJK-2 の地質の概要は下記のとおりである。

- 0.0m~321.6m : 紫褐色~暗褐色のシルト岩、およびシルト岩と細粒砂岩の細互層を主体とし、厚さ 0.5~3m の赤褐色の細粒砂岩を挟む。地層間に石膏（厚さ最大 20cm）を多数挟在、また脈状の石膏、硬石膏も多数分布。他に、炭酸塩鉍物のセメント、コンクリーション多い。全般に石灰質でエバポライト質。
- 321.6m~353.2m : 紫褐色~赤褐色のシルト岩を主体とし、厚さ 0.5~1.5m の赤褐色の細粒砂岩を挟む。炭酸塩鉍物のセメント、コンクリーション多い。全般に石灰質でエバポライト質。部分的に破碎を受ける。
- 353.2m~377.9m : 褐色のシルト岩と細粒砂岩の細互層を主体とし、厚さ 1~2m の細粒砂岩を挟む。幅 20cm~100cm の破碎帯が多数発達し、部分的に角礫化を受ける。割れ目の傾斜角度は 45°~75° を示す。
- 377.9m~425.9m : 赤褐色のシルト岩を主体とし、厚さ 0.5~3.5m の明褐色の細粒砂岩を挟む。全般に石灰質でエバポライト質。幅 1~2mm の石膏脈および緑泥石フィルムを伴う。0m~425.9m までが Zhiderisai 層に対比される。
- 425.9m~543.3m : 褐色のシルト岩と帯緑灰色~暗灰色砂岩の互層。全般に石灰質である。461m 以深では鉍染状およびパッチ状の黄鉄鉍が広く認められ、しばしば白鉄鉍および方解石細脈伴う。493.4m~494.0m 及び 533.20m~540.95m は黒色の細粒砂岩からなり、油臭がする。
- 543.3m~619.9m : 灰色~暗灰色の細粒砂岩と褐色~暗灰色のシルト岩からなる。炭酸塩鉍物でセメンテーションされる。深度 606.20m~619.90m の区間に、厚さ 20cm~80cm の細礫岩~中礫岩（Raimundo 礫岩）が、数層認められる。黄鉄鉍の鉍染は、深度 543.3m~599.6m の区間に広く認められるが、599.6m 以深には認められない。深度 605.4m~619.7m（区間長：14.3m）に Cu、Pb の鉍化が認められ、鉍化層準 4-I に対比される。425.9m~619.9m までが Zhezkazgan 層に対比される。
- 619.9m~700.0m : 灰色~緑灰色の細粒砂岩と褐~暗緑灰色のシルト岩からなる。シルト岩パッチを伴う細礫岩~中礫岩薄層をしばしば伴う。黄鉄鉍の鉍染は、深度 673.2m~679.5m の区間のみで認められる。深度 630.0m~635.7m（区間長：5.7m）に Cu の鉍化が、深度 688.9m~692.5m（区間長：3.6m）に Cu、Pb の鉍化が認め

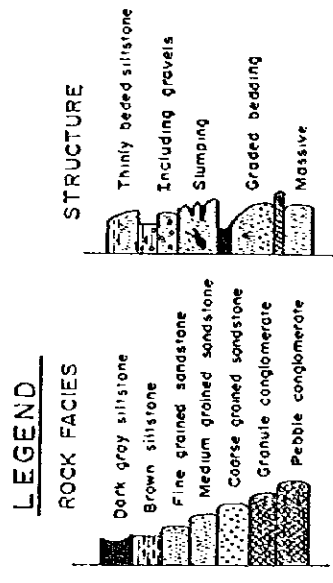
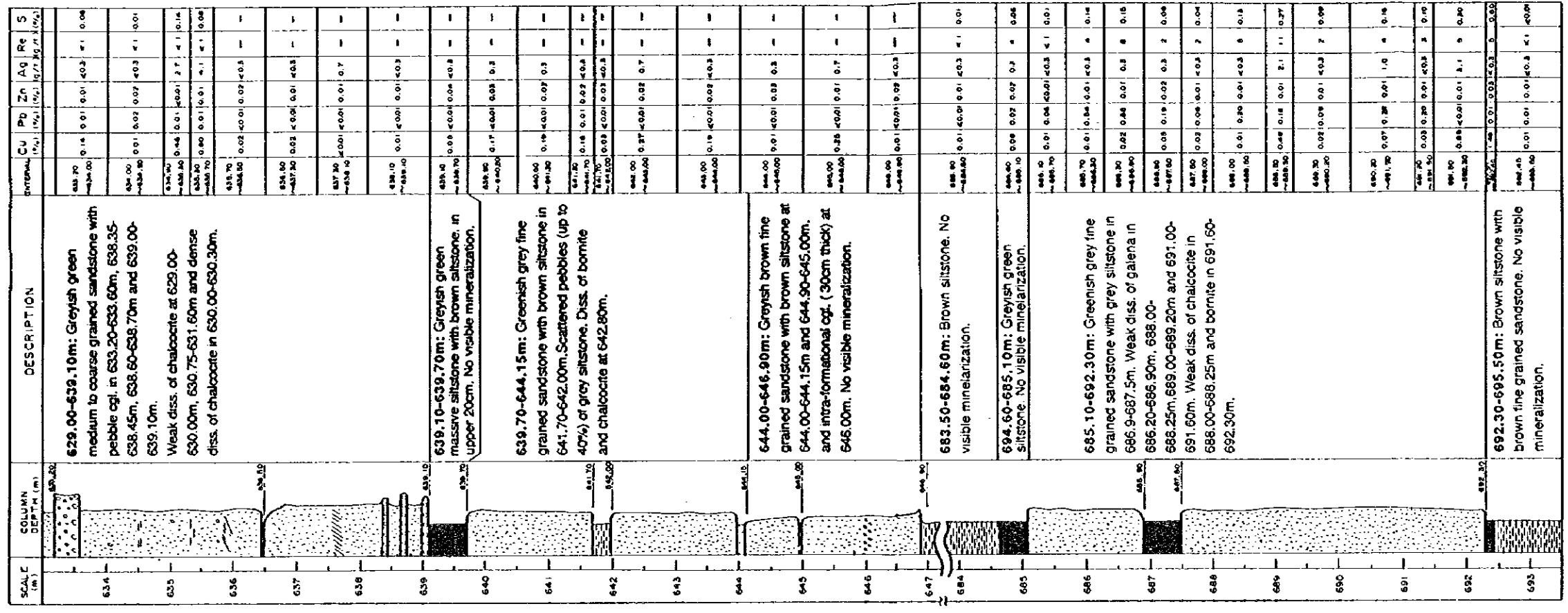
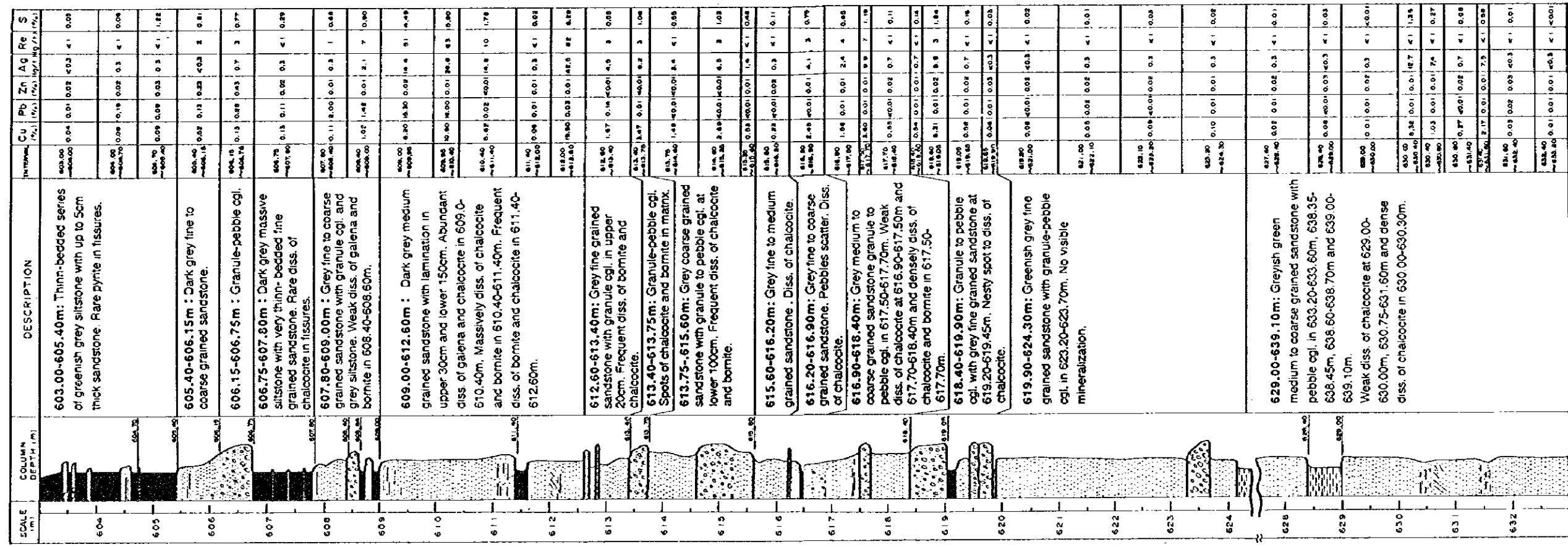


Fig. 2-5-6 Detailed Geological Logging for the Mineralized Zone of the Drill Hole MJK-2

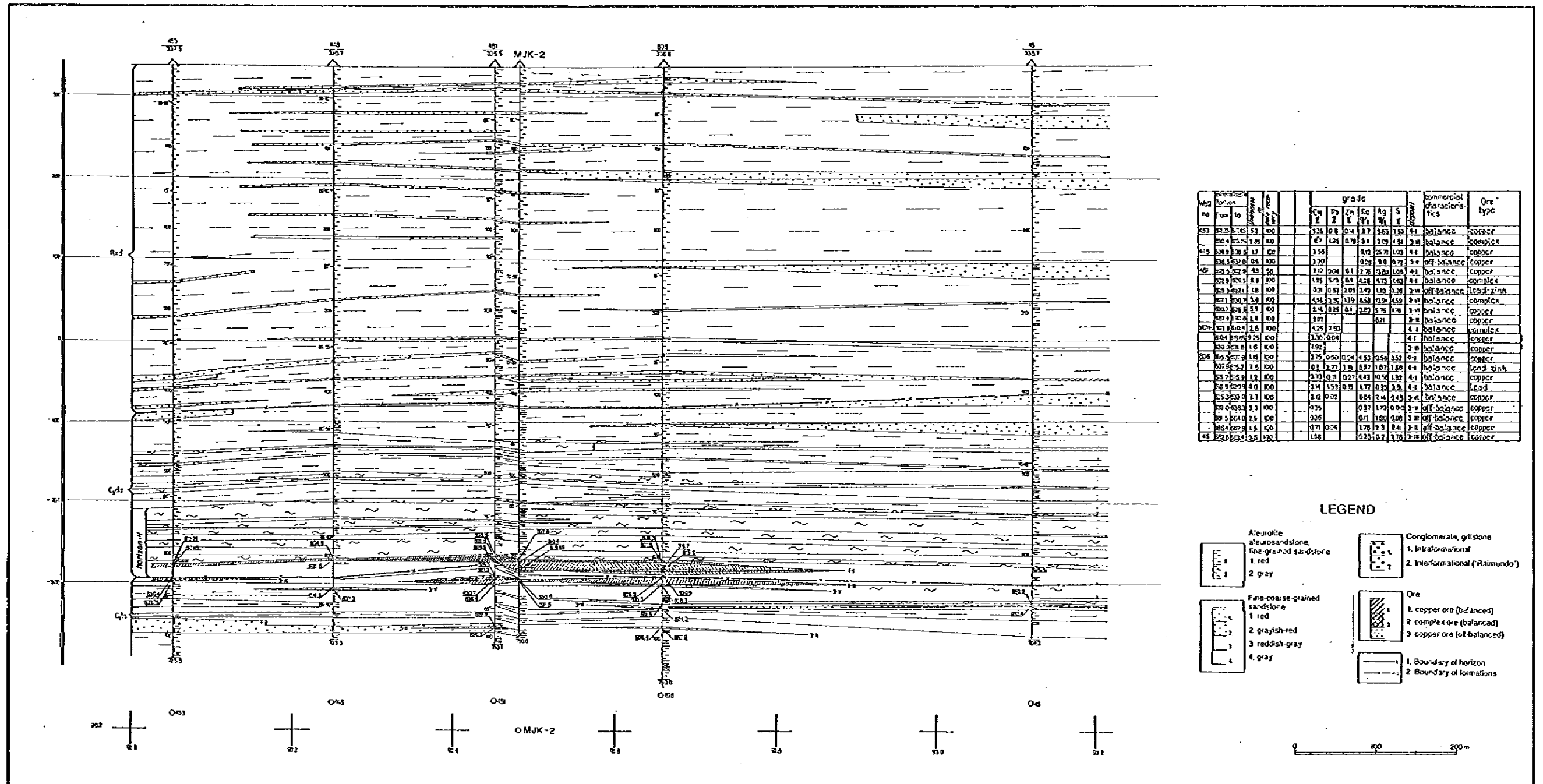


Fig. 2-5-7 Geological Section of the Central Orebody Along the Line DH453-DH45, Zhamao-Aibat Ore Deposit

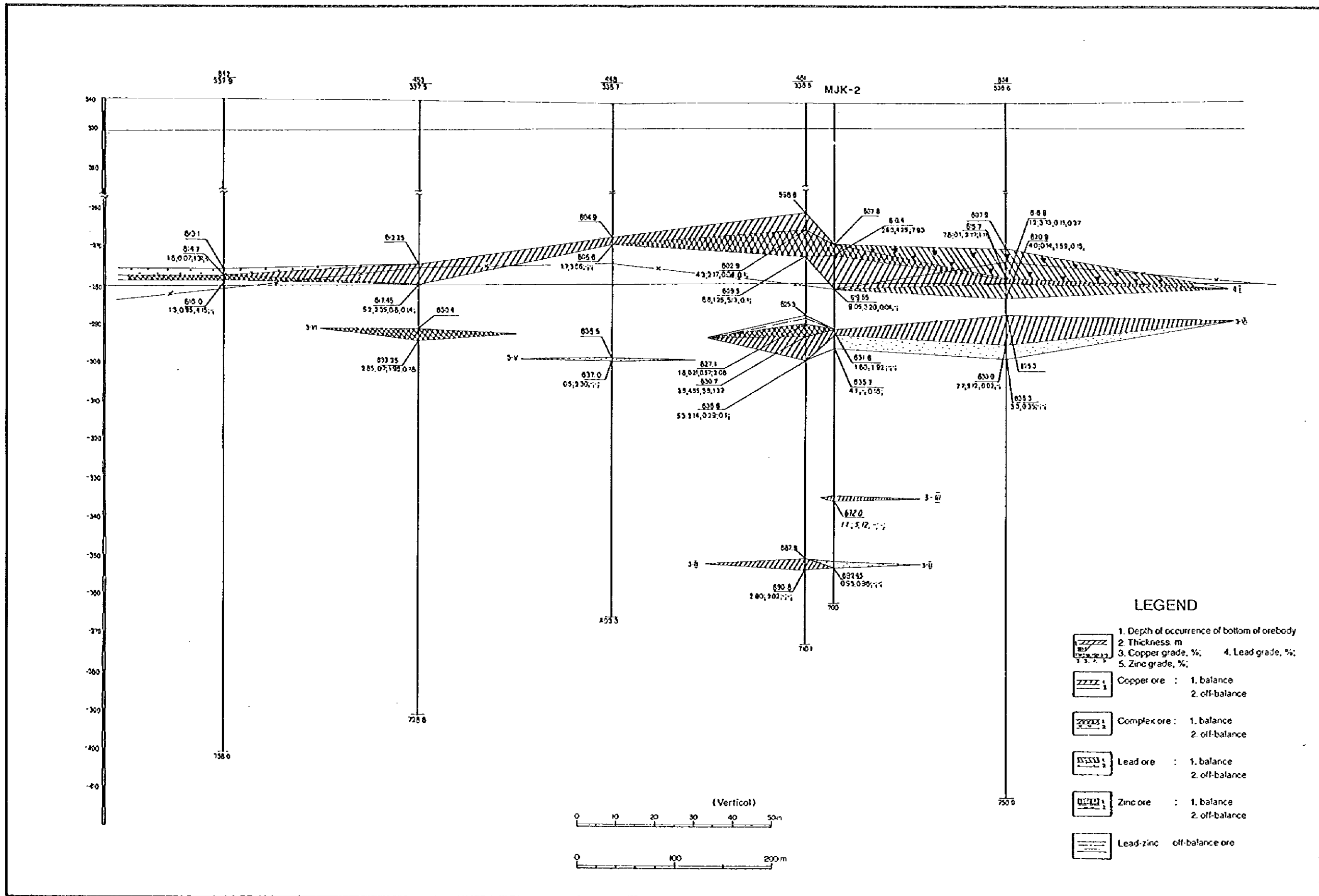


Fig. 2-5-9 Detailed Section of the Central Orebody
Along the Line DH842 - DH836, Zhaman - Aibat Ore Deposit

られ、両区間はそれぞれ、鉱化層準 3-VI, 3-II に対比される。619.9m 以深は Taskduk 層に対比される。

主な鉱化は、Zhezkazgan 層のほぼ最下部に相当する深度 605.40m～619.65m (区間長: 14.25m, 4-I 層準), Taskduk 層の深度 630.00m～635.70m (区間長: 5.70m, 3-VI 層準), 同じく Taskduk 累層の深度 688.85m～692.45m (区間長: 3.60m, 3-II 層準) に認められる。鉱化帯を含む地層の傾斜は、水平～約 10° と緩傾斜である。鉱化帯の概要は次のとおりである。

(1) 4-I 層準上部

深度 : 605.40m～613.40m
鉱化帯の厚さ : 8.00m
品位 : Cu=3.88%, Pb=3.04%, Zn=0.06%, Ag=9.09g/t, Re=18.3g/t
構成鉱物 : 輝銅鉱, 斑銅鉱, 方鉛鉱, 黄銅鉱, 黄鉄鉱, 銅藍, エレクトラム, 輝銅銀
鉱
鉱化タイプ : 鉱染状, パッチ状, 層状
母岩 : 灰色～暗灰色, 細粒～粗粒砂岩およびシルト岩, 基質: 炭酸塩鉱物化 (主として方解石), "Raimundo" 層間礫岩 (グラニユール サイズ) の薄層を挟む。

(2) 4-I 層準下部

深度 : 613.40m～619.65m
鉱化帯の厚さ : 6.25m
品位 : Cu=1.89%, Pb=0.00%, Zn=0.01%, Ag=3.68g/t, Re=1.7g/t
構成鉱物 : 輝銅鉱, 斑銅鉱
鉱化タイプ : 鉱染状, パッチ状
母岩 : 明灰色, 中粒～粗粒砂岩および少量のシルト岩, 基質: 炭酸塩鉱物化 (主として方解石), 厚さ 20cm～100cm の "Raimundo" 層間礫岩 (グラニユール～ペブル サイズ) を挟む。

(3) 3-VI 層準

深度 : 630.00m～635.70m
鉱化帯の厚さ : 5.70m
品位 : Cu=0.67%, Pb=0.01%, Zn=0.01%, Ag=1.87g/t, Re=0.0g/t
構成鉱物 : 輝銅鉱, 斑銅鉱, 黄鉄鉱
鉱化タイプ : 鉱染状, 層状
母岩 : 緑灰色, 中粒～粗粒砂岩, 基質: 炭酸塩鉱物化 (主として方解石)

(4) 3-II 層準

深度 : 688.85m～692.45m
鉱化帯の厚さ : 3.60m
品位 : Cu=0.30%, Pb=0.14%, Zn=0.01%, Ag=1.45g/t, Re=4.6g/t
構成鉱物 : 輝銅鉱, 斑銅鉱, 方鉛鉱, 黄銅鉱, 黄鉄鉱
鉱化タイプ : 鉱染状
母岩 : 緑灰色, 細粒砂岩およびシルト岩, 基質: 炭酸塩鉱物化 (主として方解石),

5-4-2 室内試験

5-4-2-1 鉱石の化学分析

サンプリングおよび分析方法

深度 599.6m~700.0m において、幅 25cm~100cm の連続サンプリングを実施し、合計 133 試料を得た。このうち、6 試料について Au, Ag, Cu, Pb, Zn, Re, Fe(total), Fe(2+), S(sulfide), S(sulfate) の 10 元素を、97 試料について Au, Ag, Cu, Pb, Zn, Re, Fe(total), S(sulfide) の 8 元素を、30 試料について Ag, Cu, Pb, Zn, 4 元素を分析した。

これらの元素の分析方法と検出限界は、下記のとおりである。

主要 5 元素および Fe, Re, S の分析法	検出限界
Au : 乾式分析法 (ppb)	5
Ag : 原子吸光法 (g/ton)	0.3
Cu : 原子吸光法 (%)	0.01
Pb : 原子吸光法 (%)	0.01
Zn : 原子吸光法 (%)	0.01
Re : 放射化分析法 (ppm)	1
Fe (Total) : 滴定法 (%)	0.01
FeO: 滴定法 (%)	0.01
S (Sulfide) : 重量法 (%)	0.01
S (Sulfate) : 重量法 (%)	0.01

分析結果

133 試料の分析結果を Appendix 24 に示す。主要な鉱化帯の分析結果の概要は下記のとおりである。

		最大	最小	加重平均品位
4-I 層準上部	Cu (%)	19.90	0.06	3.88
11 試料, 区間長 8.00m	Pb (%)	16.00	0.01	3.04
(深度 605.40m~613.40m)	Zn (%)	0.43	<0.01	0.06
	Ag (g/t)	42.5	<0.3	9.09
	Re (g/t)	82.0	<1.0	18.31
4-I 層準下部	Cu (%)	6.31	0.23	1.89
12 試料, 区間長 8m	Pb (%)	0.01	<0.01	-
(深度 613.40m~619.65m)	Zn (%)	0.02	<0.01	-
	Ag (g/t)	9.9	0.3	3.68
	Re (g/t)	7.0	<1.0	1.69

		最大	最小	加重平均品位
3-VI層準	Cu (%)	5.32	0.01	0.67
10 試料, 区間長 8m	Pb (%)	0.02	<0.01	-
(深度 630.00m~635.70m)	Zn (%)	0.03	<0.01	-
	Ag (g/t)	12.7	<0.3	1.87
	Re (g/t)	<1.0	<1.0	-
3-II層準	Cu (%)	1.48	0.02	0.30
6 試料, 区間長 8m	Pb (%)	0.28	<0.01	0.14
(深度 688.85m~692.45m)	Zn (%)	0.03	0.01	0.01
	Ag (g/t)	3.1	<0.3	1.45
	Re (g/t)	11.0	2.0	4.56

5-4-2-2 全岩分析

Zhiderisai 層からは塊状中粒砂岩 (96-W1), Zhezkazgan 層からは細粒砂岩 (96-W2) とシルト岩 (96-W3), Taskduk 層からは含細礫細粒砂岩 (96-W2) とシルト岩 (96-W3) の計 5 試料を選定し, 全岩分析を実施した。これらの試料には, 鉱化はほとんど認められない。分析結果を Appendix 25 に示す。

Taskduk 累層から採取した試料の SiO₂ 量は 63.69%~66.74%, Zhiderisai 層や Zhezkazgan 層から採取した試料の SiO₂ 量は 56.55%~59.88% を示し, Taskduk 層が SiO₂ に富む傾向が認められる。岩相による全岩組成の有意な差異は認められない。

他の特徴として, Zhezkazgan 層から採取した細粒砂岩 (96-W2) の CaO 量は 13.74% と, 他の試料 (2.42%~4.22%) に比べて大きいことがあげられる。これは, 砂岩の粒子を充填するカルサイト量が極めて多いことに起因するものと考えられる。

5-4-2-3 顕微鏡による観察および E P M A による分析

岩石薄片の観察結果

MJK-2 孔の深度 608.1m~688.1m 間で 10 試料を採取し, 検鏡を実施した。96-TS-01~96-TS-08 の 8 試料は鉱化層準 4-I から採取された細粒~粗粒砂岩, 96-TS-09 は鉱化層準 3-VI から採取された細粒砂岩, 96-TS-10 は鉱化層準 3-II から採取された細粒砂岩である。各々の試料の検鏡結果の詳細を Appendix 28 に, 顕微鏡写真を Appendix 29 に示す。その概要は下記のとおりである。

主に方解石や鉱石鉱物によってセメントされた石英質グレイワックである。

砂粒部は, 単一の結晶からなる石英と, チャートに由来すると考えられる微粒の石英の集合, およびやや変質を被った斜長石 (劈開に沿ってセリサイトが認められる) からなり, まれに堆積岩, 火山岩, 溶結凝灰岩なども含む。多くの砂粒は角張っている。

基質は主に方解石や鉱石鉱物からなるが, しばしばセリサイト, 黒雲母, 緑泥石などを伴う。96-TS-03,

96-TS-04, 96-TS-05には、セリサイト、黒雲母、緑泥石が特に顕著に認められる。

鉱石研磨片の観察結果

MJK-2の着鉱部から採取した15試料について検鏡を実施した。各々の試料の検鏡結果の詳細をAppendix 26に、顕微鏡写真をAppendix 27に示す。以下では、4-I層準から採取した複雑鉱試料の検鏡結果の概要を述べる。

鏡下で観察された鉱石鉱物は下記のとおりである。

初生鉱物：輝銅鉱、ダイジェナイト、斑銅鉱、方鉛鉱、黄鉄鉱、黄銅鉱、エレクトラム、輝銅銀鉱
閃亜鉛鉱

二次鉱物：銅藍、針鉄鉱など。

鉱石鉱物のうち量的に多いのは、輝銅鉱、ダイジェナイト、斑銅鉱および方鉛鉱で、これらに次いで、少量の黄鉄鉱、黄銅鉱が認められる。また、Ag鉱物として、ごくわずかにエレクトラムおよび輝銅銀鉱が認められる。

一般的な産状は、粒径0.2mm～0.5mmで他形の輝銅鉱、ダイジェナイト、斑銅鉱、方鉛鉱、黄鉄鉱の集合体が、砂岩のマトリックスを充填するものである。これらは、まれに脈状を呈する。輝銅鉱-ダイジェナイトと斑銅鉱は、微文象組織を示すことが多い。エレクトラムおよび輝銅銀鉱は、粒径0.1mm～0.2mmで、輝銅鉱や斑銅鉱と共生して産する。黄鉄鉱と針鉄鉱は粒径0.5mm前後、自形～半自形で、脈石（砂粒子）中に鉱染状に産することが多い。針鉄鉱は、黄鉄鉱および白鉄鉱が変質した二次鉱物と考えられる。また、方鉛鉱もしばしば脈石（砂粒子）中に鉱染状に産する。中央鉱体の複雑鉱の鉱化作用は、鉱染状黄鉄鉱・方鉛鉱の前駆的鉱化ステージと、砂岩のマトリックスを充填する主要な鉱化ステージの2つに区分することが可能である。

EPMAによる鉱石鉱物の定量分析およびX線カラーマッピング

上記の鉱石研磨片から代表的な鉱石鉱物（13箇所）についてEPMAによる鉱石鉱物の定量分析を行い、鉱石鉱物の同定を行った（Appendix 30）。また一部の鉱物（3箇所）については主要元素の特性X線カラーマッピングを行った（Appendix 31）。これらの概要は下記のとおりである。

MJK-2の複雑鉱を構成する主な鉱物は、輝銅鉱、ダイジェナイト、斑銅鉱、および方鉛鉱からなる。鏡下ではダイジェナイトと輝銅鉱との識別は困難であるが、今回のEPMAによる分析により、ダイジェナイトが銅鉱物の中で大きな比率を占めることがあきらかとなった。また、ダイジェナイトよりさらに低いCu/S比を示すCu-S系鉱物も認められるが、ダイジェナイトはしばしば斑銅鉱と微文象組織を示すため、現段階では不明な点が多い。

5-4-2-4 X線回折試験

MJK-2孔の深度608.1m~630.5m間で5試料を採取し、バルクでX線回折試験を実施した。96-X-01~96-X-04の4試料は鉍化層準4-Iから採取された細粒~粗粒砂岩、96-X-05は鉍化層準3-VIから採取された細粒砂岩である。試験条件を以下に記す。

X線管球	: Cu
フィルター	: モノクロメーター
電圧	: 40kV
電流	: 30mA
スリット系	: 1° - 1° - 0.15mm - 0.45mm
時定数	: 2sec
走査速度	: 4 deg./min
フルスケール	: 200cps
走査範囲	: 60 deg. - 4 deg.

各々の試料の試験結果の詳細をAppendix 32に示す。検出された鉍物は、下記のとおりである。

シリカ鉍物	: 石英
粘土鉍物	: セリサイト
炭酸塩鉍物	: 方解石
硫化鉍物	: 輝銅鉍, ダイジェナイト, 斑銅鉍, 方鉛鉍, 黄鉄鉍, 黄銅鉍
その他	: 斜長石, 針鉄鉍

試料間でこれらの鉍物の量比が多少変化するものの、鉍物組み合わせには、大きな差異は認められない。

第6章 選鉱試験

6-1 試験概要

第2年次調査(1995年度)では東部鉱体を代表する”銅鉱”の選鉱試験を実施した。さらに、第3年次調査(1996年度)では中央鉱体を代表する”複雑鉱(Cu+Pb+Zn)”の選鉱試験を実施した。

選鉱試験に供する銅鉱の原鉱には、MJK-1孔着鉱部コア(4-I層準、深度598.00m~605.78m、鉱長7.78m)を、複雑鉱の原鉱には、MJK-2孔着鉱部コア(4-I層準上部、深度605.40m~613.40m、鉱長8.00m)およびDH179孔着鉱部コア(4-I層準、深度630m~640m)を使用した。

試験項目およびその数量を、第1部第1章のTable 1-1-3, Table 1-1-4に示す。

6-2 銅鉱の選鉱試験

6-2-1 原鉱試料

試料の調整および化学分析

選鉱試験に供する原鉱には、MJK-1着鉱部コア(鉱長7.78m, Cu=3.78%)に上下盤の岩石(Cu=0.01~0.16%)を混入し、全体で選鉱原鉱約23kgに調整したものをを使用した。調整後の選鉱試験試料の品位はCu=1.69%, Pb=0.51%, Zn=0.03%, Fe=1.80%, S=1.01%, Au<0.1g/t, Ag=12g/tである(Table 2-6-1)。

サンプルは、ジョークラッシャおよびクラッシングロールにて-6メッシュに粉砕し、品位を調整後、500gづつビニール袋に小分けし、冷凍保存して試験原鉱とした。

X線回折試験結果

X線回折試験の結果、母岩の構成鉱物としては、石英、曹長石、白雲母、カオリナイトなどが検出された(Appendix 33)。

鉱石研磨片顕微鏡観察結果

反射顕微鏡下で観察される鉱石鉱物は輝銅鉱を主とし、少量の斑銅鉱、方鉛鉱、黄鉄鉱、微量の黄銅鉱、閃亜鉛鉱、ルチル、極微量の銅藍などで、粒径は全般に1~500 μ mで細粒である。輝銅鉱は粒径1~500 μ mで見られるが、大半は30~200 μ m粒である。輝銅鉱粒子中に粒径3~20 μ m粒の脈石が伴われている。斑銅鉱は粒径3~300 μ m粒で見られるが、大半は粒径20~100 μ m粒である。斑銅鉱粒子中にも粒径10 μ m粒以下の脈石が伴われている。方鉛鉱は粒径1~300 μ mで見られるが、粒径20~100 μ mが多い。大半は母岩中に散在しているが、一部で輝銅鉱、黄銅鉱、黄鉄鉱などと密に共生している。主な含有鉱物の結合状態をTable 2-6-2に示す。

**Table 2-6-1 Chemical Analysis of Test Samples,
Copper Ore from the Eastern Orebody**

Element	Cu	Pb	S	Fe	Zn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O
%	1.69	0.51	1.01	1.80	0.03	64.90	11.40	1.11	5.31	2.01
Element	Na ₂ O	Sb	As	Bi	Cd	Re	Hg	Au	Ag	Total
%	3.20	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	<0.1	<0.1	<0.1	12	92.97

Hg: ppm, Au and Ag: g/l, others : %

**Table 2-6-2 Texture of Main Ore Minerals,
Copper Ore from the Eastern Orebody**

Ore Mineral	size	Structures
Chalcocite	30 ~20 μ m	Most of them are scattered in country rock. Includes gangue minerals of less than 20 μ m
Bornite	30 ~100 μ m	Most of them are scattered in country rock. Includes gangue minerals of less than 20 μ m
Chalcopyrite	20 ~50 μ m	Most of them are scattered in country rock. Partly associated with fine grained pyrite.
Galena	20 ~100 μ m	Most of them are scattered in country rock. Partly associated with fine grained chalcocite, chalcopyrite and pyrite

Remarks of photo. : Cc : Chalcocite Bor : Bornite Cp : Chalcopyrite Py : Pyrite Gal : Galena
Sp : Sphalerite Rut : Rutile Cov : Covelite G : Gangue minerals

**Table 2-6-3 EPMA Analysis of Ore Minerals,
Copper Ore from the Eastern Orebody (%)**

The points of	Cu	S	Fe	Pb	Ti	O	Minerals
a	80.6	19.4					Chalcocite
b					58.6	41.4	Rutile
c		13.4		86.6			Galena
d		13.6		86.4			Galena
e	80.7	19.3					Chalcocite
f	64.1	24.7	11.2				Bornite
g		13.6		86.4			Galena
h	79.9	20.1					Chalcocite
i	80.3	19.7					Chalcocite
j	80.0	20.0					Chalcocite
k	80.5	19.5					Chalcocite

EPMA分析結果（定量分析）

EPMAによる鉍石鉍物の元素の定量分析結果を、Table 2-6-3に示す

6-2-2 選鉍基礎試験

(1) 仕事指数測定

JISに示された仕事指数の測定に必要なサンプル量に足りないため、仕事指数が既知の鉍石との比較を行って、仕事指数を推定するという簡易測定法を採用した。この方法の手順は下記のとおりである。

- ①仕事指数が既知の鉍石をある時間テストミルで磨鉍し、80%通過サイズを求める。
- ②仕事指数が未知の鉍石を同じ条件で磨鉍時間を変えて数回磨鉍し、サイズ分析を行って①と同じ80%通過サイズとなるような磨鉍時間を推定する。
- ③磨鉍時間が粉碎に用いられたエネルギーに比例すると考えられるので、既知の仕事指数に①と②の磨鉍時間の比を掛けて、未知の仕事指数を推定する。

仕事指数既知の標準鉍石（アメリカ、モレンシ鉍山産鉍石、仕事指数12.1 KWH/t）500 gに水250 gを加え、テスト用ロッドミルで15分間磨鉍し、産物をサイズ分析したところ80%通過サイズは80 μ mであった。次に本サンプルを同条件で15分間および20分間磨鉍し、それぞれサイズ分析を行い、80%通過サイズが80 μ mに相当する磨鉍時間を19.1分と推定した。その結果、推定仕事指数は15.4 KWH/tと算出された。この数値は、一般的に、やや硬い鉍石であることを示す。

(2) 粉碎磨鉍試験

原鉍500 gをテスト用ロッドミルとボールミルでそれぞれ5分づつ、7.5分づつ、10分づつ磨鉍し、ふるい分けを行って各部分の銅、鉛、硫黄について分析を行った（Appendix 34）。この結果、銅は20 μ mに品位のピークがあり、鉛はサイズが細くなるほど品位が高くなる。また硫黄は銅と同じ挙動を示すことが分かった。

(3) 粗選試験（総合浮選）

磨鉍時間を3段階に変えて粗選浮選を行い、浮選サイズと実収率との関係を求めた。粗選浮選試験のフローシートをFig.2-6-1に示す。

粗選浮選試験の結果をTable 2-6-4に示す。

浮選サイズと浮鉍の実収率との関係を図示したのがFig.2-6-2である。

また、バルク精鉍の組成鉍物および組成鉍物の重量割合をTable 2-6-5に示す。

これらの結果より、浮選サイズが細かいほど実収率は高くなる。しかし、マイナス200メッシュ（-

74 μm) が62%で実収率は銅、鉛とも92%となり、それ以上細かくても実収率の差は僅かであるので、最適浮選サイズは、マイナス200メッシュ65%程度であると思われる。

(4) 浮選速度試験

浮選サイズを2段階に変え、浮鉱(1)、浮鉱(2)、浮鉱(3)、浮鉱(4)を各浮選時間3分、3分、4分、7分で採取し、必要十分な相選浮選時間を求めた。そのフローシートをFig.2-6-3に、試験結果をTable 2-6-6に示す。

銅、鉛とも最初の3分間で88~90%浮遊しており、浮選速度は速く浮遊し易い鉱物といえる。10分間では92~97%の実収率が得られ、さらに浮選時間を17分まで延長しても実収率の増加は1~2%であった。これらのことから、粗選浮選時間は10分程度で十分と考えられる。

(5) 直接優先浮選試験 (対照試験)

総合優先浮選との比較から、対照試験として、鉛-銅直接優先浮選試験を行った。直接優先浮選試験のフローシートをFig.2-6-4に示す。銅の抑制剤として、シアン化ナトリウム (NaCN)、黄血塩 ($\text{K}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]$)、水酸化ナトリウム (NaHS) の使用を検討した。直接優先浮選試験結果をTable 2-6-7に示す。

シアン化ナトリウムは、銅を抑制しなかった。これは2次銅鉱物が多いためと思われる。黄血塩は添加量を多くすれば銅を抑制し、また鉛の実収率も増加した。しかし、満足する結果は得られなかった。水酸化ナトリウムは、銅、鉛共に抑制し、好ましい浮鉱が得られなかった。これらの抑制剤の中では黄血塩が有効ではあったが、今回の試験では十分な結果が得られなかった。

(6) 浮選尾鉱粒度分布測定

テストNo.1, No.2, No.3 (粉碎磨鉱試験) の尾鉱をふるい分けし、各サイズ部分の銅、鉛の分析を行った (Appendix 35)。

サイズが細くなるにしたがって、+149 μm 、+105 μm の銅品位が大幅に低下する。鉛も低下するが、銅程ではない。一方、サイズが細くなっても+20 μm 、-20 μm の品位は、銅、鉛共あまり変化しない。よって、粗粒部分は粉碎する必要はあるが、過粉碎しても実収率にはあまり寄与しない。

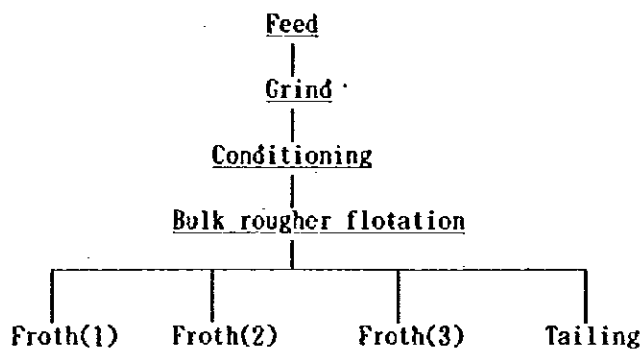


Fig. 2-6-1 Flowsheet of Bulk Rougher Flotation, Copper Ore from the Eastern Orebody

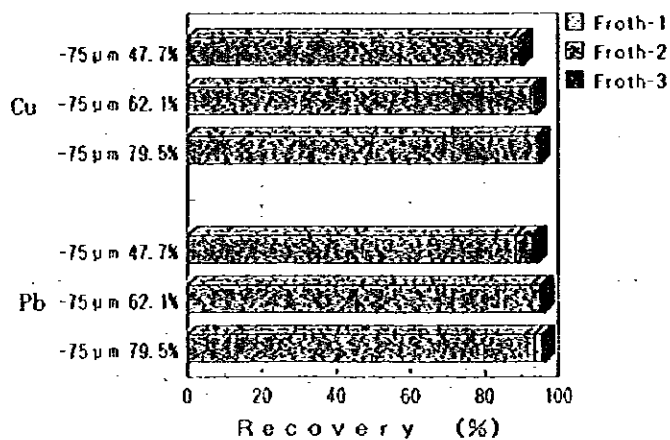


Fig. 2-6-2 Relationship between Flotation Size and Recovery of Froth, Copper Ore from the Eastern Orebody

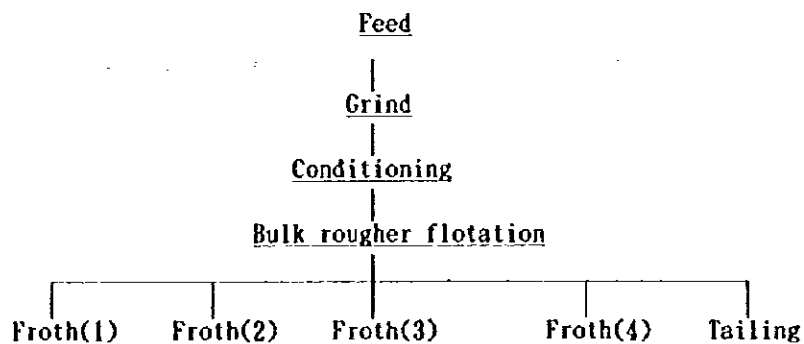


Fig. 2-6-3 Flowsheet of Flotation Speed Test, Copper Ore from the Eastern Orebody

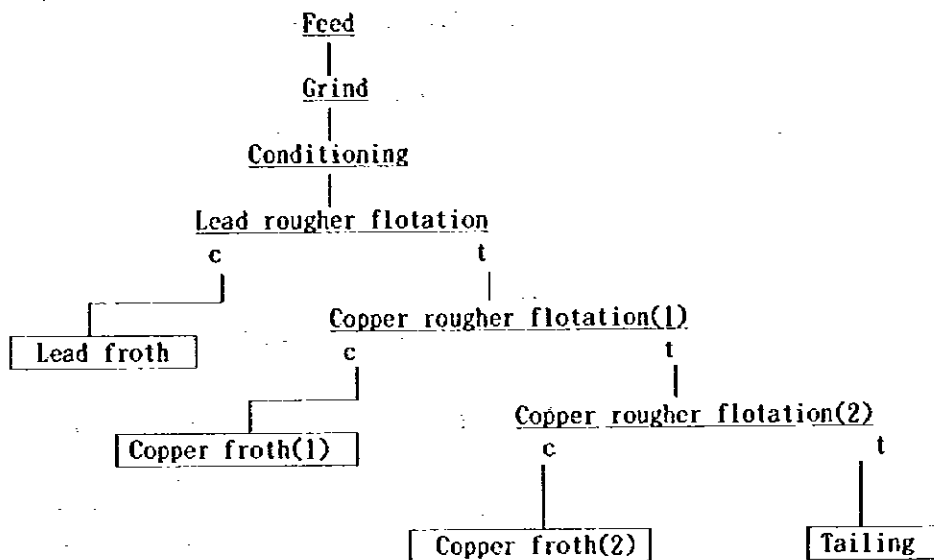


Fig. 2-6-4 Flowsheet of Straight Differential Flotation Test, Copper Ore from the Eastern Orebody

Table 2-6-4 Results of the Bulk Rougher Flotation, Copper Ore from the Eastern Orebody

Test No.	Product	Wt.%	Grade %		Recovery %		Cum. Recovery %	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
K S - 1 (-200mesh 46%)	Feed	100.00	1.69	0.48	100.00	100.00		
	Froth(1)	8.42	17.57	5.07	87.55	88.60	87.55	88.60
	Froth(2)	2.31	1.50	0.89	2.05	4.26	89.60	92.86
	Froth(3)	2.06	0.91	0.40	1.11	1.71	90.71	94.57
	Tailing	87.21	0.18	0.03	9.29	5.43		
K S - 2 (-200mesh 62.6%)	Feed	100.00	1.66	0.48	100.00	100.00		
	Froth(1)	9.78	15.77	4.54	92.70	92.80	92.70	92.80
	Froth(2)	2.70	0.57	0.44	0.93	2.49	93.63	95.29
	Froth(3)	2.17	0.56	0.25	0.73	1.14	94.36	96.43
	Tailing	85.35	0.11	0.02	5.64	3.57		
K S - 3 (-200mesh 78%)	Feed	100.00	1.69	0.49	100.00	100.00		
	Froth(1)	10.78	14.78	4.27	94.14	93.55	94.14	93.55
	Froth(2)	2.50	0.56	0.40	0.83	2.04	94.97	95.59
	Froth(3)	1.90	0.46	0.25	0.52	0.96	95.49	96.55
	Tailing	84.82	0.09	0.02	4.51	3.45		

**Table 2-6-5 Weight of Structural Minerals of Bulk Concentrate,
Copper Ore from the Eastern Orebody**

Minerals	Chalcocite	Bornite	Chalcopyrite	Pyrite	Galena	Sphalerite	Gangue
wt%	13.8	2.5	0.4	5.4	4.4	0.4	73.1

**Table 2-6-6 Results of Flotation Speed Test,
Copper Ore from the Eastern Orebody**

Test No.	Product	Wt. %	Grade %		Recovery %		Cum. Recovery %	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
K S - 4 (-200mesh 64%)	Feed	100.00	1.70	0.49	100.00	100.00		
	Froth(1)	6.14	24.50	7.09	88.29	88.74	88.29	88.74
	Froth(2)	1.90	2.03	0.96	2.27	3.73	90.56	92.47
	Froth(3)	2.23	1.10	0.50	1.44	2.27	92.00	94.74
	Froth(4)	2.82	0.83	0.30	1.37	1.72	93.37	96.46
	Tailing	86.91	0.13	0.02	6.63	3.54		
K S - 5 (-200mesh 78%)	Feed	100.00	1.70	0.49	100.00	100.00		
	Froth(1)	5.87	26.23	7.53	90.63	90.63	90.63	90.63
	Froth(2)	2.30	1.61	0.93	2.18	4.38	92.81	95.01
	Froth(3)	2.34	0.90	0.42	1.24	2.02	94.05	97.03
	Froth(4)	2.22	0.63	0.26	0.82	1.18	94.87	98.21
	Tailing	87.27	0.10	0.01	5.13	1.79		

**Table 2-6-7 Results of Straight Differential Flotation Test,
Copper Ore from the Eastern Orebody**

Test No.	Product	Wt. %	Grade %		Recovery %		Cum. Recovery %	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
K S - 6 (NaCN+ ZnSO 4)	Feed	100.00	1.71	0.51	100.00	100.00		
	Lead froth	6.21	25.93	7.17	94.26	87.41	94.26	87.41
	Cu froth(1)	4.17	0.52	0.68	1.27	5.56	95.53	92.97
	Cu froth(2)	4.70	0.36	0.22	0.99	2.03	96.52	95.00
	Tailing	84.92	0.07	0.03	3.48	5.00		
K S - 8 (K 4(Fe (CN) 6)	Feed	100.00	1.73	0.51	100.00	100.00		
	Lead froth	3.37	20.52	13.71	39.98	90.48	39.98	90.48
	Cu froth(1)	5.13	17.63	0.26	52.25	2.61	92.23	93.09
	Cu froth(2)	5.23	0.92	0.18	2.78	1.84	95.01	94.93
	Tailing	86.27	0.10	0.03	4.99	5.07		
K S - 9 (NaHS)	Feed	100.00	1.77	0.49	100.00	100.00		
	Lead froth	2.45	2.65	0.50	3.65	13.47	3.65	13.47
	Cu froth(1)	8.28	19.60	2.78	91.45	79.06	95.10	92.53
	Cu froth(2)	4.01	0.68	4.82	1.54	0.71	96.64	93.24
	Tailing	85.26	0.07	0.09	3.36	6.76		

6-2-3 選鉱本格試験

(1) 総合優先浮選試験（銅鉛分離浮選における粒度の検討）

総合優先浮選で得られたバルク精鉱から、銅・鉛を分離するため、再磨鉱粒度の検討を行った。総合優先浮選試験のフローシートをFig.2-6-5に示す。

再磨鉱粒度を3水準で鉛-銅分離優先浮選を行った結果をTable 2-6-8に示す。

再磨鉱を強化すると、鉛の実収率は上昇するが、過度の再磨鉱は方鉛鉱が細くなりすぎて鉛実収率を低下させる。銅実収率は、再磨鉱を強化する方が上昇する。

(2) 総合優先浮選試験（銅鉛分離浮選における捕集剤の検討）

捕集剤の検討を行うため、ナトリウムイソプロピルザンセート (NaIPX) , NaIPX+エロプロモータ 242 (AP242) , エロプロモータ 3418a (AP3418a) , ナトリウムエチルザンセート (NaEX) の4種類について銅鉛分離総合優先浮選試験を行った。試験結果をTable 2-6-9に示す。

捕集剤による差は僅かではあるが、総合的にNaIPXがよい結果が得られるようである。

鉛精選沈鉱(1)および(2)の銅品位が40%以上と高いのは、鉛粗選で浮いた輝銅鉱が、鉛精選で抑制されたためである。鉛精選沈鉱(1)および(2)を銅精鉱に混合すると、銅精鉱の品位、実収率はTable 2-6-9, 2-6-10のとおりになる。

(3) 確認試験（最適条件試験）

これまで得られた知見に基づいて、総合優先浮選および直接優先浮選試験を行い、目的とする銅精鉱および鉛精鉱を得る最適条件を求めた。

①総合優先浮選試験

総合浮選は、-200メッシュ80%に磨鉱し、捕集剤としてNaIPX、起泡剤としてMIBC、条件付与剤として亜硫酸ナトリウム、炭酸ナトリウム、珪酸ナトリウムを加えて総合浮選を行った。浮選時間は17分である。バルク粗選浮鉱は3回精選を行いバルク精鉱を得た。

バルク精鉱は再磨鉱し、黄血塩を銅の抑制剤として用い、4～5回の精選を行った。精選が進むと、黄血塩で抑制しきれない黄銅鉱をシアン化ナトリウムを用いて抑制するとよい結果が得られた。総合優先浮選試験結果をTable 2-6-11に示す。

銅品位の高い鉛精選沈鉱(1)および(2)を銅精鉱に混合すると、銅精鉱の品位、実収率はTable 2-6-12のようになる。

この結果、総合優先浮選によって、Cu=39%、Pb=1.1%の銅精鉱が銅実収率86%で、Pb=48%、Cu=4%の鉛精鉱が鉛実収率67%で得られた。しかし、目標である鉛品位50%以上の鉛精鉱を得ることはでき

なかった。

②直接優先浮選試験

直接優先浮選は、-200メッシュ80%に磨鉱し、捕集剤としてNaIPX、起泡剤としてMIBC、銅の抑制剤として黄血塩、条件付与剤として亜硫酸ナトリウム、炭酸ナトリウム、珪酸ナトリウムを加えて鉛粗選を行った。浮選時間は17分である。鉛粗選精鉱を再磨鉱し、5～6回精選を行って鉛精鉱を得た。続いて銅粗選を行い、先の鉛精選の沈鉱を銅粗選精鉱と合併して、再磨鉱し、銅精選を3～5回行って銅精鉱を得た。フローシートをFig 2-6-6に、浮選試験の結果の一例をTable 2-6-13に示す。

この結果、直接優先浮選によって、Cu=30%、Pb=3%の銅精鉱が実収率85%で、Pb=59%、Cu=10%の鉛精鉱が実収率64%で得られた。

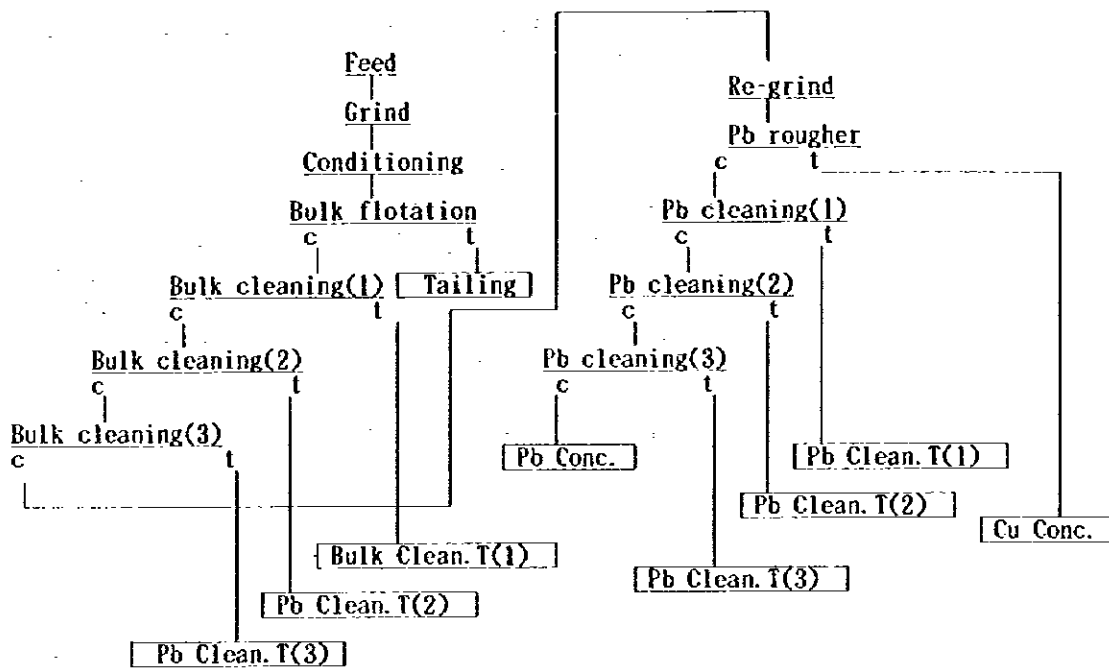


Fig. 2-6-5 Flowsheet of the Bulk Differential Flotation Test, Copper Ore from the Eastern Orebody

Table 2-6-8 Results of Bulk Differential Flotation Test (Effect of Particle Size), Copper Ore from the Eastern Orebody

Test No.	Product	Wt. %	Grade %		Recovery %		Cum. Recovery %	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
K S - 1 0 (-200mesh 86.3%)	Feed	100.00	1.74	0.50	100.00	100.00		
	Pb Conc.	2.05	31.10	17.10	36.48	69.45	36.48	69.45
	Pb clean. T-2	0.56	49.80	1.56	15.93	1.73	52.41	71.18
	Pb clean. T-1	0.74	36.60	2.15	15.61	3.18	68.02	74.36
	Cu Conc.	1.92	22.60	3.10	24.90	11.83	92.92	86.19
	Bulk clean T-3	0.33	0.71	0.69	0.13	0.45	93.05	86.64
	Bulk clean T-2	1.46	0.52	0.52	0.44	1.51	93.49	88.15
	Bulk clean T-1	6.31	0.29	0.26	1.05	3.25	94.54	91.40
Tailing	86.63	0.11	0.05	5.46	8.60			
K S - 1 1 (-200mesh 93.7%)	Feed	100.00	1.70	0.49	100.00	100.00		
	Pb Conc.	1.64	28.90	20.50	27.62	68.34	27.62	27.62
	Pb clean. T-2	0.49	53.90	2.31	15.26	2.28	42.88	70.62
	Pb clean. T-1	1.05	47.90	2.38	29.40	5.09	72.28	75.71
	Cu Conc.	2.09	16.90	2.40	20.54	10.17	92.82	85.88
	Bulk clean T-3	0.33	0.71	0.69	0.13	0.45	92.95	86.33
	Bulk clean T-2	1.46	0.52	0.52	0.44	1.54	93.39	87.87
	Bulk clean T-1	6.31	0.29	0.26	1.06	3.33	94.45	91.20
Tailing	86.63	0.11	0.05	5.55	8.80			
K S - 1 2 (-200mesh 95.1%)	Feed	100.00	1.70	0.49	100.00	100.00		
	Pb Conc.	1.21	27.30	22.00	19.41	54.70	19.41	54.70
	Pb clean. T-2	0.50	52.40	4.87	15.52	5.04	34.93	59.74
	Pb clean. T-1	1.07	45.70	4.32	28.70	9.49	63.63	69.23
	Cu Conc.	2.49	19.80	3.20	29.10	16.44	92.73	85.67
	Bulk clean T-3	0.33	0.71	0.69	0.13	0.46	92.86	86.13
	Bulk clean T-2	1.46	0.52	0.52	0.45	1.57	93.31	87.70
	Bulk clean T-1	6.31	0.29	0.26	1.08	3.38	94.39	91.08
Tailing	86.63	0.11	0.05	5.61	8.92			

**Table 2-6-9 Results of Bulk Differential Flotation Test (Effect of Collectors),
Copper Ore from the Eastern Orebody**

Test No.	Product	Wt %	Grade %		Recovery %		Cum. Recovery %	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
K S - 1 3 (NaIPX+ AP242)	Feed	100.00	1.67	0.50	100.00	100.00		
	Pb Conc.	0.82	13.10	44.10	6.43	73.04	6.43	73.04
	Pb clean. T-2	0.46	50.90	3.41	14.02	3.17	20.45	76.21
	Pb clean. T-1	1.12	52.40	1.63	34.13	3.69	55.58	79.90
	Cu Conc.	2.63	24.10	0.90	37.80	4.76	93.38	84.66
	Bulk clean T-3	0.55	0.83	0.85	0.27	0.93	93.65	85.59
	Bulk clean T-2	1.64	0.50	0.55	0.49	1.82	94.14	87.41
	Bulk clean T-1	7.29	0.29	0.27	1.26	3.97	95.40	91.38
Tailing	85.49	0.09	0.05	4.60	8.62			
K S - 1 4 (NaIPX)	Feed	100.00	1.68	0.47	100.00	100.00		
	Pb Conc.	0.78	9.17	43.30	4.29	71.83	4.29	71.83
	Pb clean. T-2	0.42	43.10	4.18	10.87	3.73	15.16	75.56
	Pb clean. T-1	1.15	44.30	1.71	30.32	4.15	45.48	79.71
	Cu Conc.	2.68	30.00	0.74	47.91	4.19	93.39	83.90
	Bulk clean T-3	0.55	0.83	0.85	0.27	0.98	93.66	84.88
	Bulk clean T-2	1.64	0.50	0.55	0.49	1.92	94.15	86.80
	Bulk clean T-1	7.29	0.29	0.27	1.26	4.16	95.41	90.96
Tailing	85.49	0.09	0.05	4.59	9.04			
K S - 1 5 (AP3418a)	Feed	100.00	1.70	0.48	100.00	100.00		
	Pb Conc.	0.94	13.70	38.00	7.63	73.83	7.63	73.83
	Pb clean. T-2	0.49	49.60	2.79	14.41	2.83	22.04	76.66
	Pb clean. T-1	1.38	45.00	1.46	37.06	4.19	59.10	80.85
	Cu Conc.	2.22	26.00	0.73	34.31	3.36	93.41	84.21
	Bulk clean T-3	0.55	0.83	0.85	0.27	0.97	93.68	85.18
	Bulk clean T-2	1.64	0.50	0.55	0.49	1.88	94.17	87.06
	Bulk clean T-1	7.29	0.29	0.27	1.26	4.08	95.43	91.14
Tailing	85.49	0.09	0.05	4.57	8.86			
K S - 1 6 (NaEX) 86.3%)	Feed	100.00	1.69	0.49	100.00	100.00		
	Pb Conc.	0.75	11.10	43.00	4.95	68.14	4.95	68.14
	Pb clean. T-2	0.35	40.80	5.77	8.59	4.32	13.54	72.46
	Pb clean. T-1	1.13	42.50	2.77	28.43	6.59	41.97	79.05
	Cu Conc.	2.80	31.00	0.83	51.45	4.90	93.42	83.95
	Bulk clean T-3	0.55	0.83	0.85	0.27	0.97	93.69	84.92
	Bulk clean T-2	1.64	0.50	0.55	0.49	1.91	94.18	86.83
	Bulk clean T-1	7.29	0.29	0.27	1.25	4.15	95.43	90.98
Tailing	85.49	0.09	0.05	4.57	9.02			

**Table 2-6-10 Combined Copper Concentrate,
Copper Ore from the Eastern Orebody**

Test No.	Wt %	Grade %		Recovery %	
		Cu	Pb	Cu	Pb
K S - 1 3	4.21	36.69	1.37	86.95	11.62
K S - 1 4	4.25	35.16	1.34	89.10	12.07
K S - 1 5	4.09	35.24	1.22	85.78	10.38
K S - 1 6	4.28	36.01	1.75	88.47	15.81

**Table 2-6-11 Results of the Bulk Differential Flotation Test,
Copper Ore from the Eastern Orebody**

Test No.	Product	Wt.%	Grade %		Recovery %		Cum. Recovery %	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
K S-1 7	Feed	100.00	1.70	0.50	100.00	100.00		
	Pb concentrate	0.71	9.95	46.80	4.17	66.37	4.17	66.37
	Pb clean. T-4	0.20	7.82	11.90	0.04	4.82	4.21	71.19
	Pb clean. T-3	0.39	47.90	4.95	10.89	3.81	15.10	75.00
	Pb clean. T-2	0.71	59.50	1.39	24.92	1.97	40.02	76.97
	Pb clean. T-1	1.10	44.10	1.88	28.49	4.11	68.51	81.08
	Cu concentrate	1.92	22.10	0.76	24.99	2.91	93.50	83.99
	Bulk clean.T-3	0.80	1.26	1.02	0.60	1.63	94.10	85.62
	Bulk clean.T-2	2.05	0.52	0.50	0.63	2.05	94.73	87.67
	Bulk clean.T-1	7.85	0.28	0.25	1.30	3.92	96.03	91.59
	Tailing	84.27	0.08	0.05	3.97	8.41		
K S - 1 8	Feed	100.00	1.69	0.49	100.00	100.00		
	Pb concentrate	0.68	11.10	48.70	4.46	67.03	4.46	67.03
	Pb clean. T-4	0.10	6.14	18.10	0.02	3.72	4.48	70.75
	Pb clean. T-3	0.16	4.50	10.10	0.43	3.32	4.91	74.07
	Pb clean. T-2	0.29	3.05	3.02	0.53	1.80	5.44	75.87
	Pb clean. T-1	0.31	41.20	2.21	7.65	1.41	13.09	77.28
	Cu concentrate	1.79	52.10	1.25	55.25	4.55	68.34	81.83
	Bulk clean.T-3	1.62	24.60	0.70	23.58	2.30	91.92	84.13
	Bulk clean.T-2	1.24	1.26	0.94	0.92	2.36	92.84	86.49
	Bulk clean.T-1	2.57	0.39	0.36	0.59	1.88	93.43	88.37
	Bulk clean.T	9.77	0.22	0.17	1.27	3.37	94.70	91.74
Tailing	81.47	0.11	0.05	5.30	8.26			

**Table 2-6-12 Combined Copper Concentrate,
Copper Ore from the Eastern Orebody**

Test No.	Wt %	Grade %		Recovery %	
		Cu	Pb	Cu	Pb
K S - 1 7	3.73	35.71	1.21	78.40	8.99
K S - 1 8	3.72	39.23	1.09	86.48	8.26

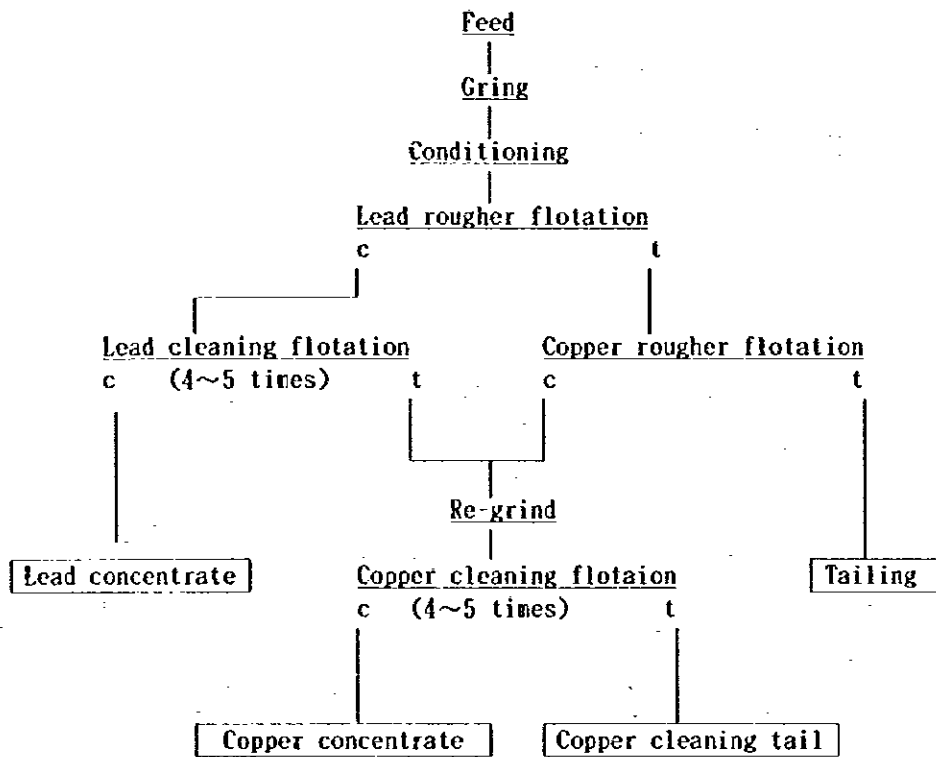


Fig. 2-6-6 Flowsheet of Straight Differential Flotation, Copper Ore from the Eastern Orebody

Table 2-6-13 Results of Straight Differential Flotation Test, Copper Ore from the Eastern Orebody

Test No.	Product	Wt. %	Grade %		Recovery %		Cum. Recovery %	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
	Feed	100.00	1.63	0.48	100.00	100.00		
K S - 2 2	Pb concentrate	0.52	9.65	59.90	3.05	64.20		
	Cu concentrate	4.63	30.20	2.96	85.63	28.48	85.63	28.48
	Cu clean. T-5	0.41	2.79	0.61	0.71	0.53	86.34	29.01
	Cu clean. T-4	0.78	2.23	0.37	1.07	0.60	87.41	29.61
	Cu clean. T-3	1.75	1.39	0.19	1.49	0.69	88.90	30.30
	Cu clean. T-2	4.98	0.98	0.12	3.00	1.25	91.90	31.55
	Cu clean. T-1	7.61	0.25	0.06	1.17	0.95	93.07	32.50
	Tailing	79.32	0.08	0.02	3.88	3.30		

6-2-4 浮遊選鉱フローシート選定

直接優先浮選と総合優先浮選とを比較すると、全般的に総合優先浮選の方が鉛-銅分離により優位である。鉛品位は直接優先浮選の方がより高いが、その他は総合優先浮選の方が実収率、品位とも優れている。以上の結果より最適フローシートを、総合優先浮選とし、Fig.2-6-7のように選定する。

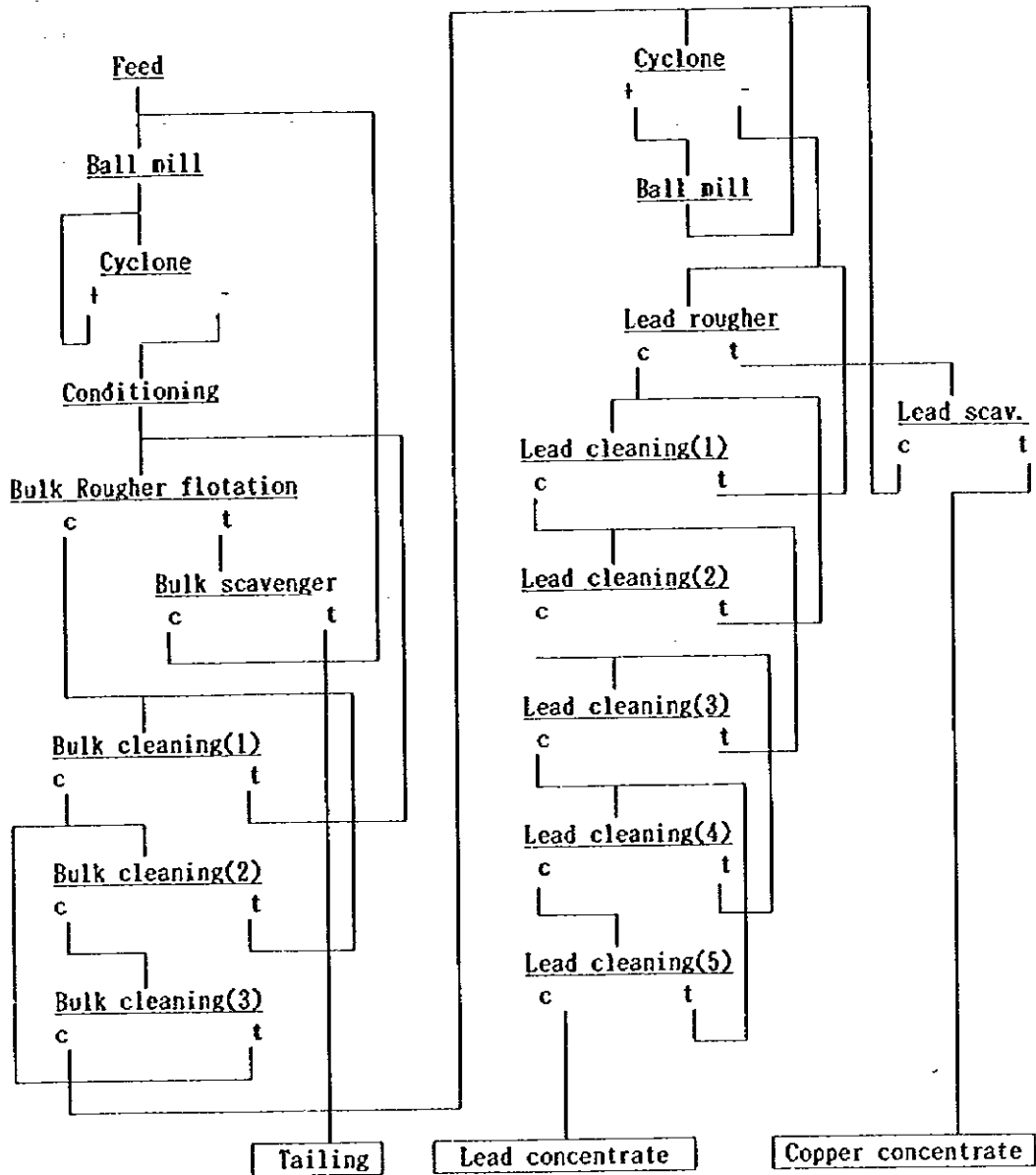


Fig.2-6-7 Optimum Flowsheet, Copper Ore from the Eastern Orebody

6-2-5 精鉱分析

確認試験で得られた銅精鉱、鉛精鉱の化学分析は Table 2-6-14 のとおりである。

Table 2-6-14 Chemical Analysis of Copper and Lead Concentrate,
Copper Ore from the Eastern Orebody

Element	Cu	Pb	S	Zn	Fe	Sb	As	Bi
Cu conc.	34.0	1.79	16.5	0.18	7.73	<0.05	<0.05	<0.05
Pb conc.	9.65	59.9	14.6	2.13	1.40	<0.05	<0.05	<0.05
Element	Cd	Hg	Au	Ag	Cl	F	Re	SiO ₂
Cu conc.	0.01	0.3	<0.1	131	0.02	0.02	<0.05	26.1
Pb conc.	0.23	1.2	0.3	557	0.01	<0.01	<0.05	3.42
Element	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	Na ₂ O			
Cu conc.	4.90	0.45	1.89	1.12	1.48			
Pb conc.	0.74	0.06	0.33	0.15	0.20			

Au, Ag; g/t Hg; ppm Others; %

6-2-6 今後の課題

総合優先浮選でも、直接優先浮選でも一応の成果ある結果が得られたが、本鉱石は銅の抑制が困難で鉛の実収率が低いことから、今後の課題としてはバルク精鉱から銅を浮遊させて鉛を抑制する逆浮選を検討する必要があると思われる。

6-3 複雑鉱の選鉱試験

6-3-1 原鉱試料

試料の調整および化学分析

選鉱試験に供する原鉱には、MJK-2孔着鉱部コア（鉱長8.00m, 4-I層準）およびカザフスタン国側ですでに採取されていたDH179孔着鉱部コアを混合し、調整した約80kgの試料を使用した。調整後の選鉱試験試料の品位は、Cu=1.70%, Pb=1.11%, Zn=0.03%, Fe=2.21%, S=1.00%, Au<0.1g/t, Ag=5g/tであった。詳細をTable 2-6-15に示す。

Table 2-6-15 Chemical Analysis of Test Sample, Complex Ore

Element	Cu	Pb	Zn	S	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	HgO	CaO	K ₂ O
%	1.70	1.11	0.03	1.00	2.21	62.4	11.6	1.29	5.09	1.51
Element	Na ₂ O	Cl	F	Mo	Te	Sb	As	Bi	Cd	
%	2.88	0.18	0.03	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01	
Element	Hg	Re	Au	Ag						
	0.1ppm	3g/t	<0.1g/t	5g/t						

6-3-2 原鉱の物性測定

(1) X線回折試験結果

X線回折試験の結果、母岩の構成鉱物としては、石英、曹長石、アノーサイト、カオリナイト、白雲母、リシディオナイトなどが検出された（Appendix 36）。

(2) 鉱石研磨片顕微鏡観察結果

反射顕微鏡下で観察された鉱石鉱物は、輝銅鉱を主とし少量の斑銅鉱、方鉛鉱、微量の黄銅鉱、黄鉄鉱などで、粒径は全般に20~200 μmで細粒である。輝銅鉱は粒径1~500 μmで見られるが、大半は30~200 μm粒である。輝銅鉱粒子中に粒径3~20 μm粒の脈石が包含されているものが多い。斑銅鉱は粒径3~300 μm粒で見られるが、その大半は粒径20~100 μm粒である。斑銅鉱粒子中にも粒径10 μm粒以下の脈石が包含されているものがある。方鉛鉱は粒径1~300 μmで見られるが、粒径20~100 μmが多い。方鉛鉱の大半は母岩中に散在しているが、一部で輝銅鉱、黄銅鉱、黄鉄鉱などと密に共生している。主な含有鉱物の結合状態をTable 2-6-16に示す。

Table 2-6-16 Texture of Test Sample, Complex Ore

Ore Mineral	Size	Structures
Chalcocite	30-200 μm	Most of them are scattered in country rock. Includes gangue minerals of less than 20 μm
Bornite	20-100 μm	Most of them are scattered in country rock. Includes gangue minerals of less than 20 μm
Chalcopyrite	20-50 μm	Most of them are scattered in country rock.
Galena	20-100 μm	Most of them are scattered in country rock. Partially associated with chalcocite and bornite, and closely associated with sphalerite

(3) 仕事指数測定

複雑鉱の粉砕仕事指数を JIS (日本工業標準) に従って求めた。計算に必要な数値を以下のとおり設定した結果、粉砕仕事指数は 13.2kwh/t と算出された。

- F : 試料の 80% 粒度 (μm) = 2284 μm
 P1 : 粉砕試験のふるい分けに使ったふるいの目開き (μm) = 149 μm
 P : P1 網下の 80% 粒度 (μm) = 108 μm
 Gbp : 試験用ボールミル 1 回転当たりの網下生成 (g) 量 = 1.714g
 Wi : 粉砕仕事指数 (kwh/t)

$$\begin{aligned}
 Wi &= \frac{44.5}{P1^{0.23} \times Gbp^{0.82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \times 1.10 \\
 &= \frac{44.5 \times 1.1}{3.16 \times 1.55 (0.96 - 0.209)} = \underline{\underline{13.2 \text{ kwh/t}}}
 \end{aligned}$$

この数値は鉱石の粉砕に要する動力の指数で、ボールミルの設計や粉砕工程管理に有用である。

13.2kwh/t の数値は通常の銅鉱石の値と同じ程度である (Appendix 37-1)。

6-3-3 選鉱基礎試験

(1) 粉砕摩鉱試験

原鉱500gをテスト用ロッドミルとボールミルでそれぞれ8分間づつ(8+8分間と表す,以下同様),14+14分間,19分+19分間および23+23分間摩鉱し,ふるい分けてサイズ分布を調査した。この結果をFig.2-6-8に示す。

サイズ分布を $-75\mu\text{m}$ の数値で表すと,8+8分間が44.67%,14+14分間が62.18%,19+19分間が79.83%および23+23分間が88.71%であった。

また,その中のふるい分け各産物試料について銅,鉛,亜鉛,鉄,硫黄の分析を行った。この結果,銅,鉛および亜鉛は $20\sim 45\mu\text{m}$ に品位のピークがあり,したがって分布率も高い。また硫黄は銅と同じような挙動を示している(Appendix 37-2)

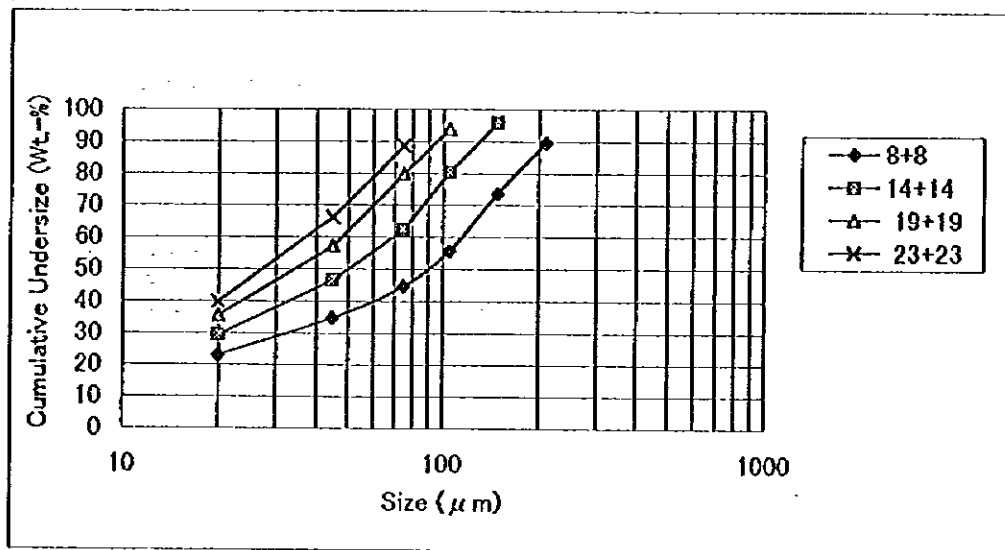


Fig.2-6-8 Relationship between Grinding Time and Size Distribution, Complex Ore

(2) 粗選試験 (総合浮選)

摩鉱時間をロッドミルとボールミルで23+23分間行い,浮選時間を17分間で総合浮選を行った。この時の浮選給鉱サイズは $-75\mu\text{m}$ 88.71%であった。この試験の結果,銅,鉛,および亜鉛の回収率はおよそ98%,95%,75%が期待値として得られることが分かった。フローシートをFig.2-6-9に,浮選成績をTable 2-6-17に示す。

この粗選試験の精鉱の顕微鏡分析によって得られた組成鉱物とその重量割合をTable 2-6-18に示す(Appendix 37-3)

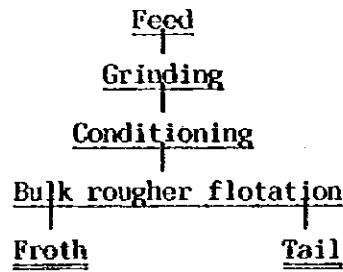


Fig.2-6-9 Flowsheet of the Bulk Rougher Flotation Complex Ore

Table 2-6-17 Results of the Bulk Rougher Flotation Complex Ore

Product	Wt%	Grade%				Distribution %			
		Cu	Pb	Zn	S	Cu	Pb	Zn	S
Feed	100.00	1.70	1.15	0.03	0.93	100.00	100.00	100.00	100.00
Froth	17.37	9.59	6.32	0.15	4.44	98.05	95.68	75.93	83.09
Tail	82.63	0.04	0.06	0.01	0.19	1.95	4.32	24.07	16.91

Table 2-6-18 Minerals in the Bulk Concentrate, Complex Ore

Mineral	Cc	Bor	Cp	Py	Gal	Sp	G
Weight %	7.8	5.3	0.7	1.2	7.2	0.2	77.6
Cu-Mineral	56.5	38.4	5.1				

Cc:Chalcocite Bor:Bornite Cp:Chalcopyrite
 Py:Pyrite Gal:Galena Sp:Sphalerite
 G: Gangue Mineral

(3) 粒度別粗選試験

摩鋳時間を4段階に変えて粗選浮選を行い、浮選給鋳サイズと実収率との関係を求めた。浮選給鋳サイズは $-75\mu\text{m}$ が44.67%, 62.16%, 79.83%および88.71%であった。粒度別浮選試験のフローシートをFig.2-6-10に、浮選給鋳サイズと浮鋳の実収率の関係をFig.2-6-11に示す。

次に、各浮選給鋳サイズ毎の精鋳品位と実収率の関係を、銅、鉛および亜鉛についてFig.2-6-12, Fig.2-6-13, Fig.2-6-14に示す。

これらの結果から、浮選給鋳サイズが細かいほど実収率は高くなるが、 $-75\mu\text{m}$ が62%以上ではその差は小さく、80%を越えると鉛と亜鉛の実収率は下がることが分かった。銅と鉛については $-75\mu\text{m}$ が45%程度では精鋳品位を上げると実収率の低下が大きいことも分かった。

亜鉛については原鋳の品位が0.03%Znと低いので実収率も低く、サイズの影響も小さかった。これらの結果から、最適浮選給鋳サイズは $-75\mu\text{m}$ が65%程度であると考えられる。

次に、銅について、浮選給鋳サイズと浮選時間と実収率の関係をFig.2-6-15に、浮選給鋳サイズと浮選時間と尾鋳品位の関係をFig.2-6-16に示す。 $-75\mu\text{m}$ が45%程度の場合を除き、浮選時間は3分程度で95%以上の実収率を示し、それ以降は実収率の上昇は少ない。この結果から、浮選速度は比較的速く、粗選浮選時間は15分程度で十分と考えられる。

また、浮選給鋳の各サイズ部分毎に実収率を調べた結果を銅、鉛および亜鉛についてFig.2-6-17, Fig.2-6-18およびFig.2-6-19に示す。この結果から、 $75\mu\text{m}$ 以下に粉碎されていれば、90%以上が浮選されることが分かった(Appendix 37-4)。

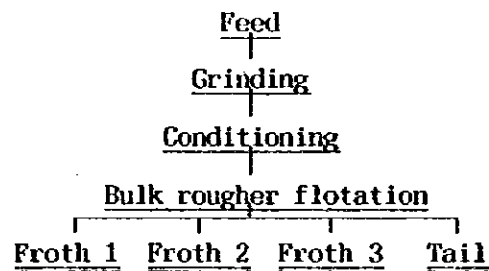


Fig.2-6-10 Flowsheet of the Bulk Rougher Flotation Complex Ore(Effect of Particle Size)

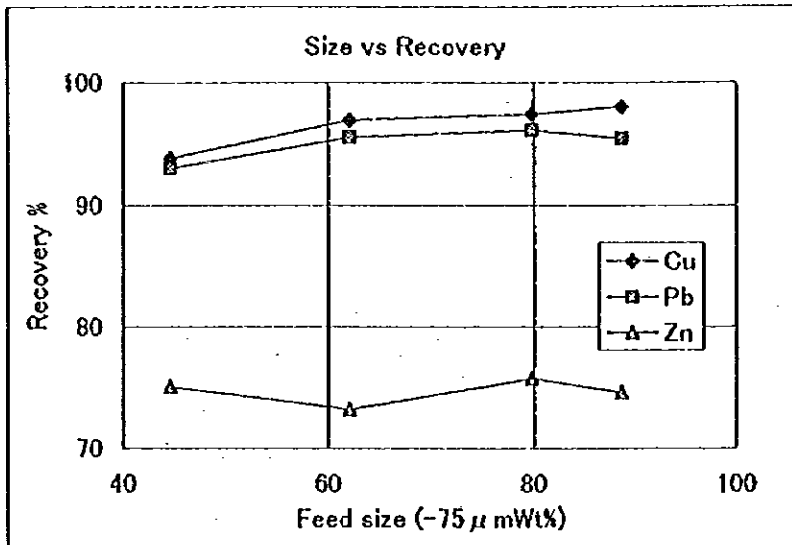


Fig.2-6-11 Relationship between Grinding Size and Recovery(Cu,Pb and Zn), Complex Ore

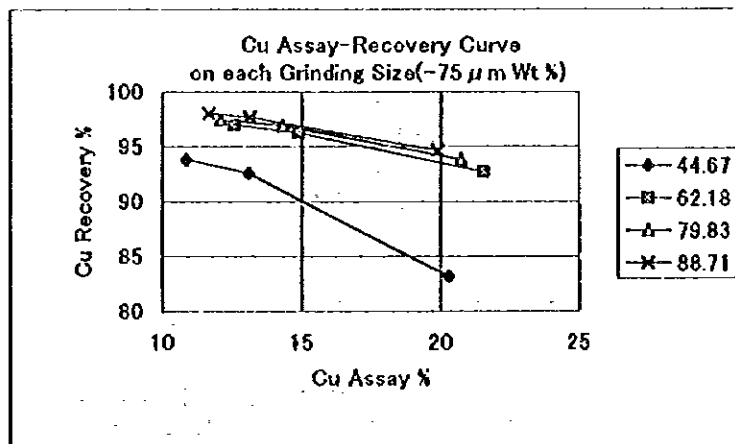


Fig.2-6-12 Relationship between Grinding Size, Cu-Recovery and Grade of Froth, Complex Ore

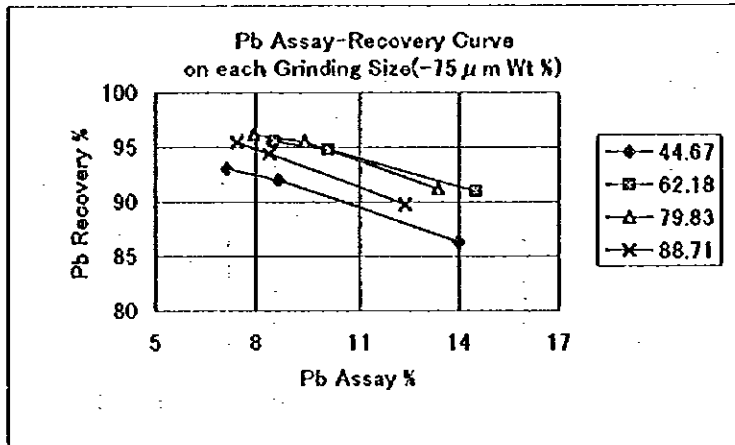


Fig.2-6-13 Relationship between Grinding Size, Pb-Recovery and Grade of Froth, Complex Ore

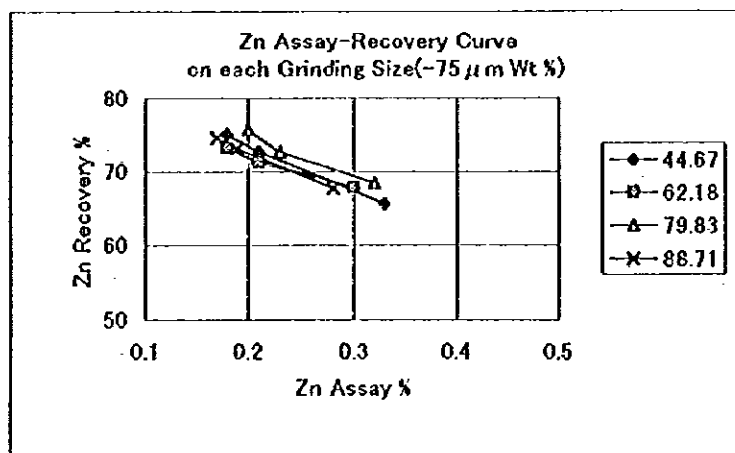


Fig.2-6-14 Relationship between Grinding Size, Zn-Recovery and Grade of Froth, Complex Ore

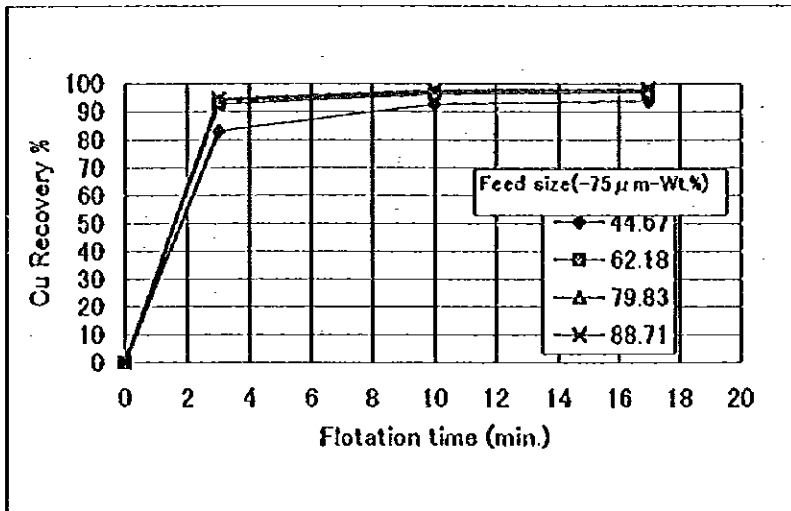


Fig.2-6-15 Relationship between Grinding Size, Cu-Recovery and Flotation Time, Complex Ore

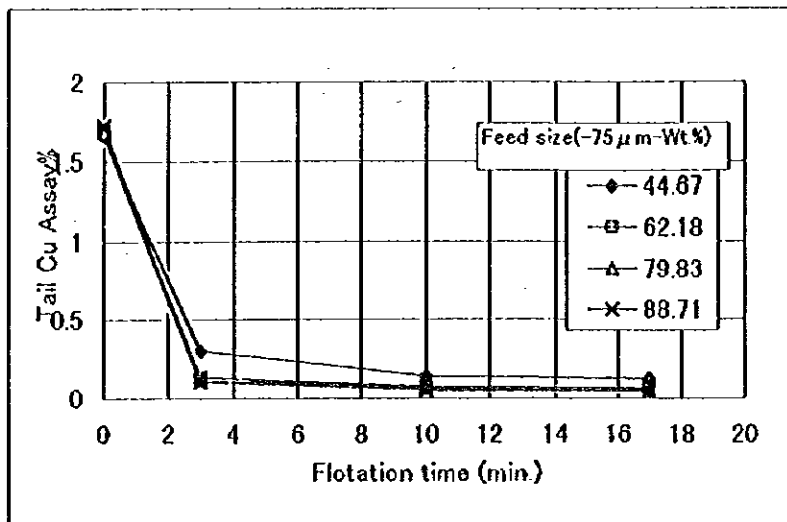


Fig.2-6-16 Relationship between Grinding Size, Cu-Grade in Tail and Flotation time, Complex Ore

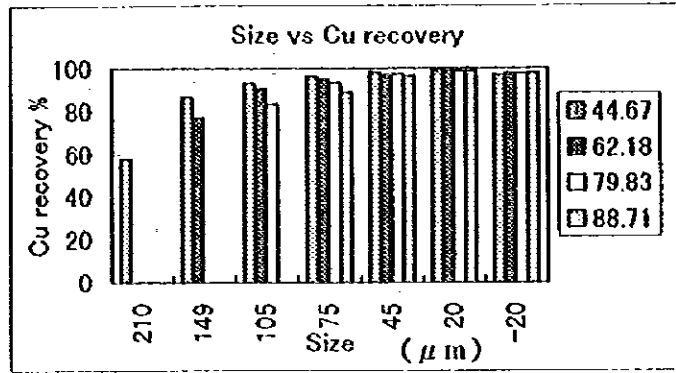


Fig.2-6-17 Relationship of the Copper Recovery in each Size Fraction and Size Distribution

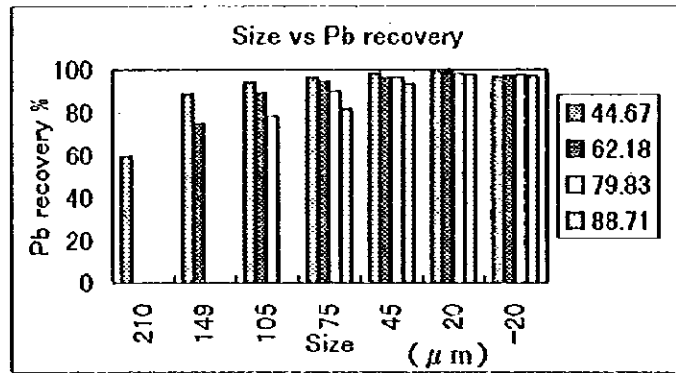


Fig.2-6-18 Relationship of the Lead Recovery in each Size Fraction and Size Distribution

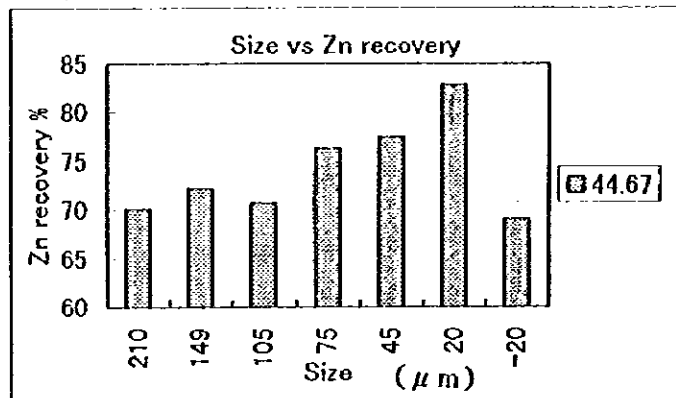


Fig.2-6-19 Relationship of the Zinc Recovery in each Size Fraction and Size Distribution

(4) 捕収剤試験

総合浮選の捕収剤として、ソジウムイソプロピルザンセート (NaIPX) , M1661, AP3418 と AP5415 の混合剤および AP242 の 4 種類を試験した。この試験のフローシートを Fig.2-6-20, 試験結果を Fig.2-6-21 および Fig.2-6-22 に示す。

この試験の結果, 銅と鉛について NaIPX が精鉱品位が同じ場合, 最も高い実収率を示した (Appendix 37-5) 。

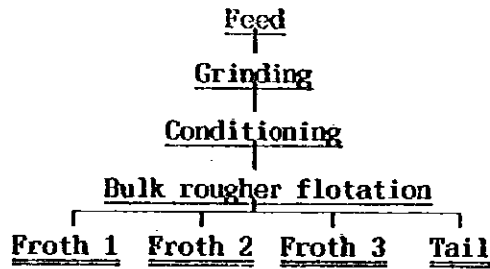


Fig.2-6-20 Flowsheet of the Bulk Rougher Flotation, Complex Ore (Effect of Collector)

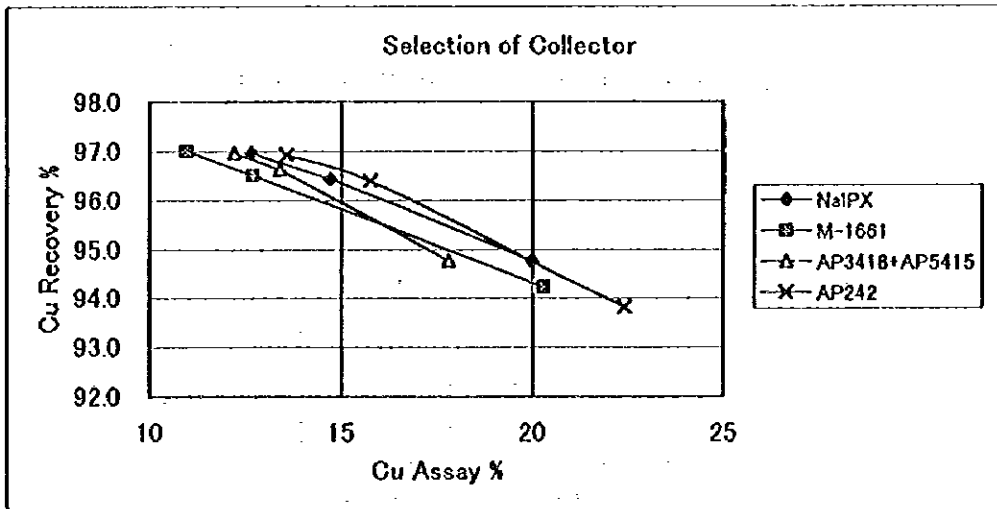


Fig.2-6-21 Relationship Between Collectors, Cu-Recovery and Grade of Froth, Complex Ore

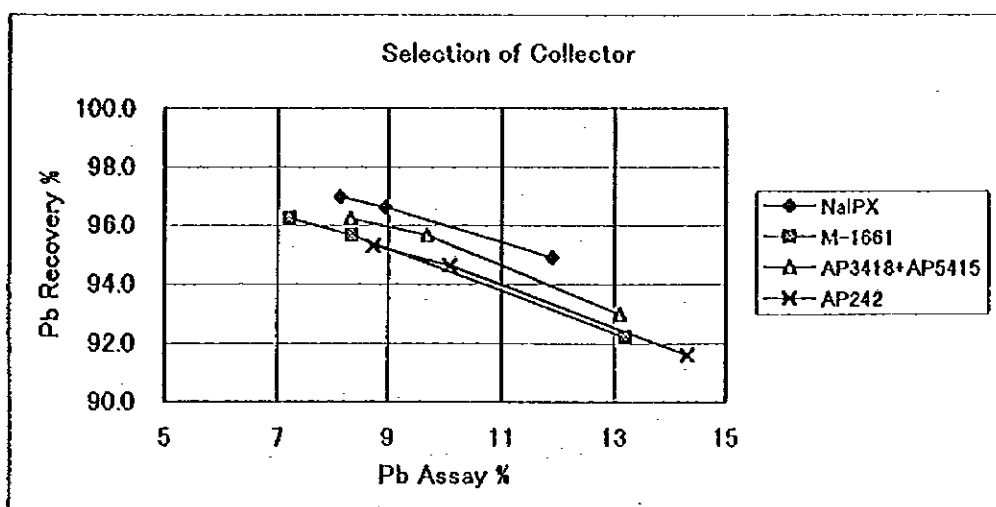


Fig.2-6-22 Relationship between Collectors, Pb-Recovery and Grade of Froth, Complex Ore

(5) 直接優先浮選試験 (対照試験)

複雑鉱から銅、鉛および亜鉛鉱物を分離する場合、一般的に直接優先浮選法と総合優先浮選法とがある。ここでは、総合優先浮選法と比較対照するために直接優先浮選試験を行った。そのフローシートを Fig 2-6-23 に、浮選成績を Table 2-6-19 に示す。

この試験の結果、直接優先浮選では、鉛品位 58.0% の鉛精鉱が実収率 67.42% で、銅品位 38.10% の銅精鉱が実収率 78.19% で得られた。亜鉛については、原鉱品位が低く精鉱の分離を試み微量の精鉱を回収したが最終的には鉛精鉱中に約 48% が分布された (Appendix 37-6)。

Table 2-6-19 Result of the Straight Differential Flotation

Product	Weight (%)	Assay (%)			Distribution (%)		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Feed	100.00	1.48	1.06	0.03	100.00	100.00	100.00
Pb-Conc	1.24	11.8	58.00	1.08	9.87	67.42	41.20
Cu-Conc	5.16	23.13	4.22	0.14	80.73	21.42	22.54
Tail	93.6	0.15	0.13	0.01	9.40	11.16	36.26

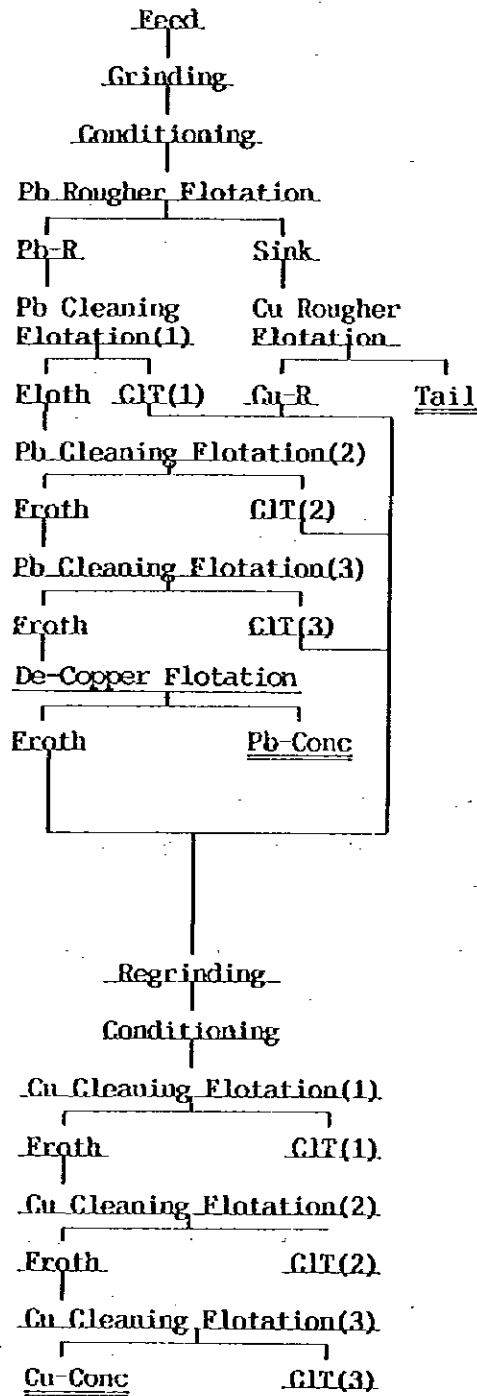


Fig.2-6-23 Flowsheet of the Straight-Differential Flotation, Complex Ore

(6) セミ総合浮選

セミ総合浮選試験として、鉛・銅・亜鉛を粗精鉱として採取し、精選を3回した。その後、粗精鉱は優先浮選で鉛精鉱と銅精鉱に分離するが、本試験は粗精鉱の精選までとした。粗精鉱は精選の前に再摩鉱を入れた場合と入れない場合を試験した。浮選フローシートを Fig.2-6-24 および Fig.2-6-25 に、再摩鉱の前・後のサイズ分布を Fig.2-6-26 に、浮選結果を Fig.2-6-27, Fig.2-6-28 および Fig.2-6-29 に示す。再摩鉱をしない場合の精選粗精鉱は銅品位 23.8%, 実収率 95.49%, 鉛品位 15.9%, 実収率 94.94 に対して再摩鉱をすると銅品位 30.2%, 実収率 95.41%, 鉛品位 19.0%, 実収率 94.17% となり、再摩鉱の効果は実収率はほぼ同じで銅、鉛の品位に大きな改善が見られる。亜鉛についても同様の効果がある (Appendix 37-7)。

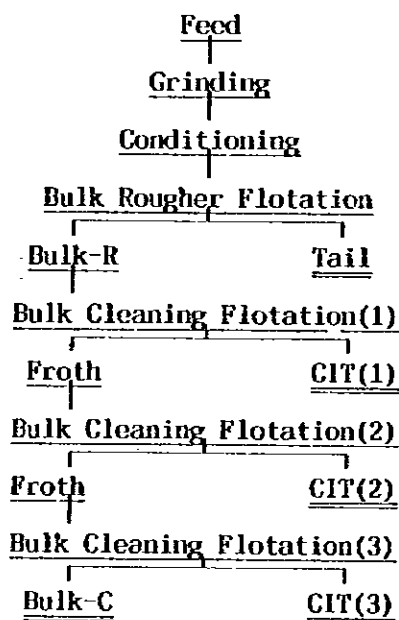


Fig.2-6-24
Flowsheet of the Semi-Bulk Flotation
without Regrinding, Complex Ore

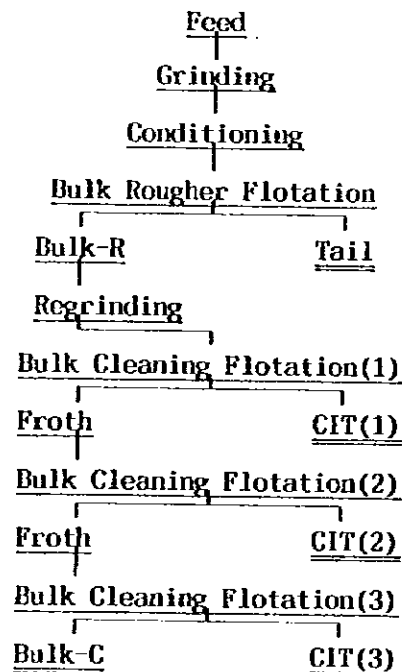


Fig.2-6-25
Flowsheet of the Semi-Bulk Flotation
with Regrinding, Complex Ore

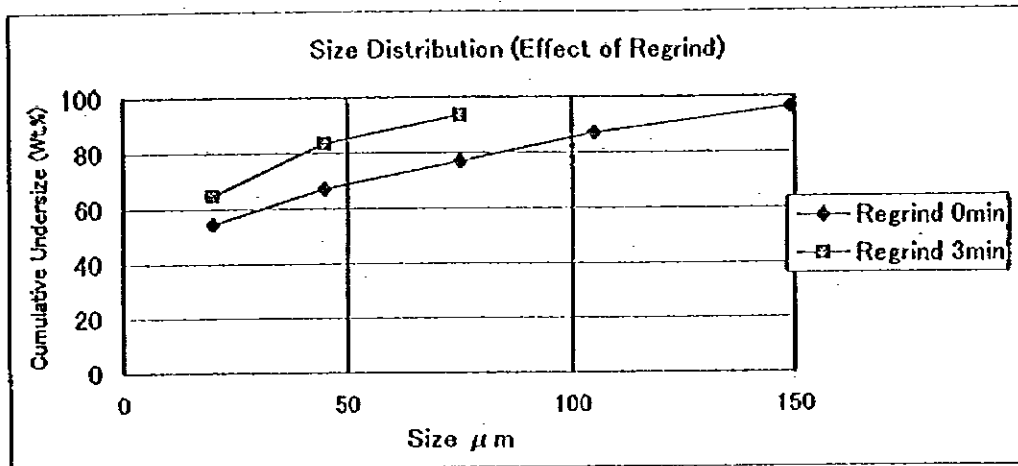


Fig.2-6-26 Size Distribution before and after Re grinding of the Rougher Froth, Complex Ore

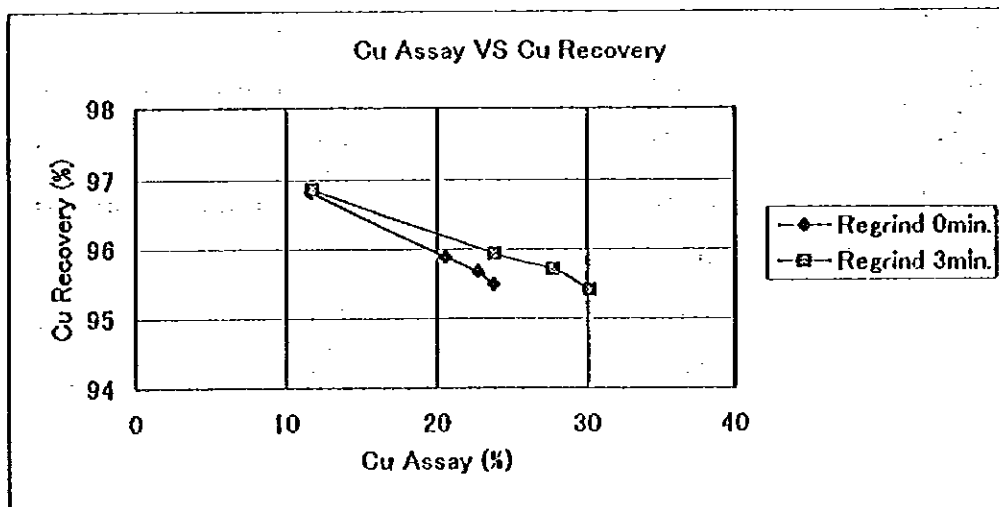


Fig.2-6-27 Relationship between Cu Recovery, Grade and Re grinding, Complex Ore

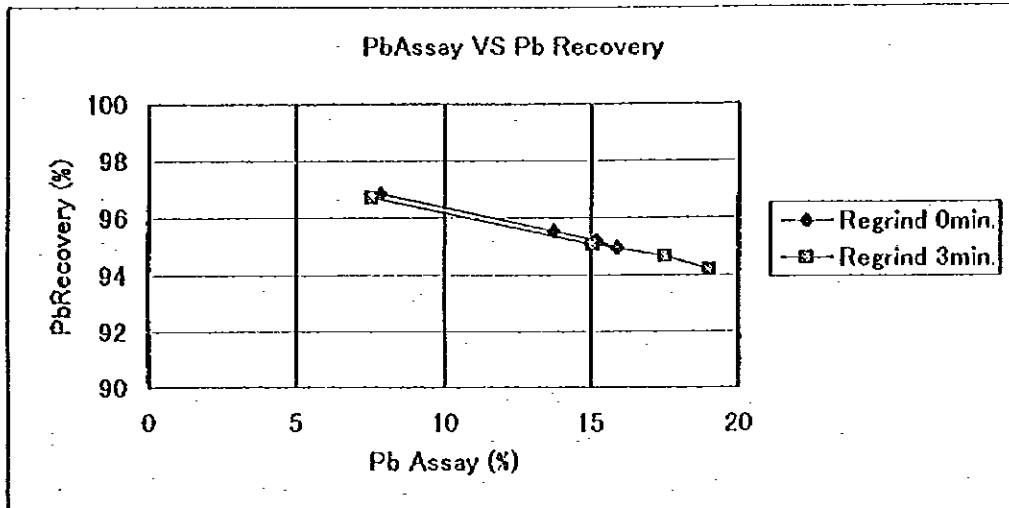


Fig.2-6-28 Relationship between Pb Recovery, Grade and Regrinding, Complex Ore

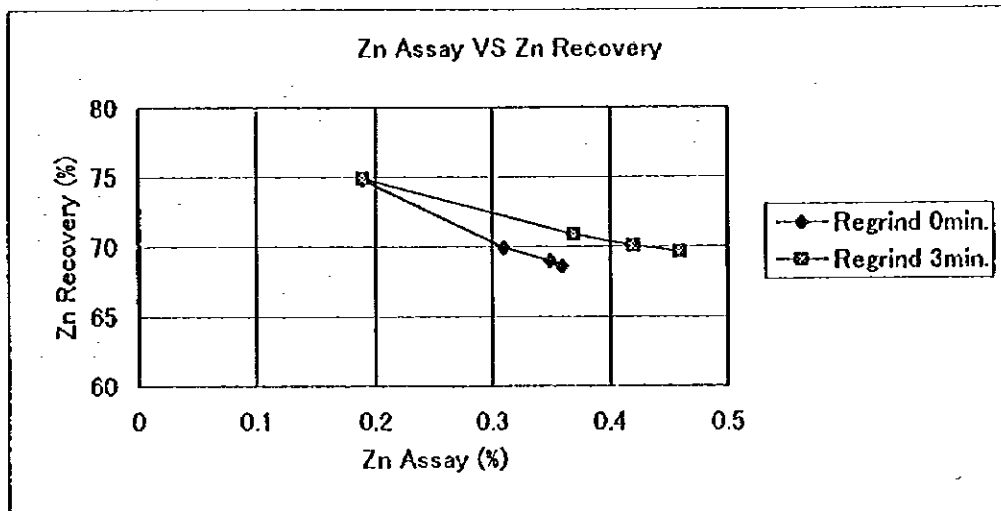


Fig.2-6-29 Relationship between Zn Recovery, Grade and Regrinding, Complex Ore

(7) 浮選尾鉱粒度分布測定

総合浮選尾鉱の粒度分布と粒度別銅、鉛、および亜鉛の品位を測定した。この中の浮選原鉱を-75 μ m 79.83%および44.67%に摩砕して総合浮選した尾鉱の測定結果を Table 2-6-20 に示す。

この測定結果では、浮選原鉱を-75 μ m 79.83%に粉砕して総合浮選をした場合、浮選尾鉱の銅品位は0.05%、鉛品位は0.04%で、粒度分布は-75 μ m 78.29%となる。この尾鉱中の+105 μ mの粗粒部分の銅、鉛品位は0.09、0.06%で尾鉱品位よりも少し高い。-20 μ mの微粒部分の品位は0.05 および0.05%で、分布率は30~40%を占めている。しかし、この尾鉱の粒度別品位と分布率から、浮選原鉱の粉砕は十分であると言えよう。これ以上の粉砕は「過粉砕」となり、特に鉛の実収を低下させる恐れがある。亜鉛については、その品位が低いためにはっきりした傾向は現れなかった。

浮選原鉱を-75 μ m 44.67%に粉砕した場合は、浮選尾鉱の銅品位は0.13%、鉛品位は0.07%となり、粒度分布も-75 μ m 42.98%となる。尾鉱中の+149 μ m部分の銅、鉛品位は0.35%および0.155%で尾鉱品位よりかなり高く、分布率も銅は61%、鉛は53%を占める。この場合は粉砕は不十分で、さらに粉砕して +149 μ m部分を減少する必要がある (Appendix 37-2)。

Table 2-6-20 Size Distribution of the Bulk Flotation Tailing Complex Ore

Size Fraction	Weight (%)	Grade (%)			Distribution (%)		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
a) -75 μm 42.98%(Flotation feed size 44.57%)							
Feed (μ m)	100.00	0.13	0.07	0.01	100.00	100.00	100.00
1 +210	10.89	0.49	0.25	0.01	41.34	36.91	9.01
2 -210 +149	15.48	0.17	0.08	0.01	20.39	16.80	12.82
3 -149 +105	18.49	0.10	0.05	0.01	14.33	12.54	15.30
4 -105 +75	12.16	0.07	0.04	0.01	6.59	6.59	10.06
5 -75 +45	10.32	0.05	0.03	0.01	4.00	4.20	8.54
6 -45 +20	11.87	0.04	0.02	0.01	3.68	3.22	9.87
7 -20	20.79	0.06	0.07	0.02	9.67	19.74	34.44
1+2	26.37	0.30	0.15	0.01	61.73	53.71	21.83
1+2+3	44.86	0.22	0.11	0.01	76.06	66.25	37.13
1+2+3+4	57.02	0.19	0.09	0.01	82.65	72.64	47.19
1+2+3+4+5	67.34	0.17	0.08	0.01	86.65	77.04	55.73
1+2+3+4+5+6	79.21	0.15	0.07	0.01	90.33	80.26	65.56
6+7	32.66	0.05	0.05	0.02	13.35	22.96	44.27
5+6+7	42.98	0.05	0.05	0.01	17.35	27.16	52.81
4+5+6+7	55.14	0.06	0.05	0.01	23.94	33.75	62.87
3+4+5+6+7	73.63	0.07	0.05	0.01	38.27	46.29	78.17
2+3+4+5+6+7	89.11	0.08	0.05	0.01	58.66	63.09	90.99
b) -75 μm 78.29%(Flotation feed size 79.83%)							
Feed (μ m)	100.00	0.05	0.04		100.00	100.00	
1 +105	6.43	0.09	0.06	<0.01	11.19	9.70	
2 -105 +75	15.28	0.06	0.04	0.01	17.72	15.36	
3 -75 +45	23.01	0.05	0.03	<0.01	22.24	17.35	
4 -45 +20	23.62	0.04	0.03	0.01	18.26	17.81	
5 -20	31.66	0.05	0.05	0.02	30.59	39.78	
1+2	21.71	0.07	0.05		28.92	25.06	
1+2+3	44.72	0.06	0.04		51.15	42.41	
1+2+3+4	68.34	0.05	0.04		69.41	60.22	
4+5	55.28	0.05	0.04	0.02	48.85	57.59	
3+4+5	78.29	0.05	0.04		71.09	74.94	
2+3+4+5	93.57	0.05	0.04		88.81	90.30	

6-3-4 選鉱本格試験

(1) 再摩鉱試験 (精選)

粗精鉱を再摩鉱したあと、鉛精鉱と銅精鉱に分離する。その時、精選粗精鉱をさらに0.0分、1.5分、3.0分間再摩鉱して分離試験を実施した。このフローシートをFig 2-6-30に、浮選成績をTable 2-6-21に示す。この場合の銅の抑制剤にはフェロシアン化カリウム (黄血塩) を使用した。

この試験の結果、再摩鉱をしない場合に比較して1.5分間再摩鉱の場合は、銅についてはほとんど変化が見られなかったが、鉛の実収率は約3%上昇した。3.0分間の再摩鉱では銅、鉛とも改善は見られなかった。恐らく「過粉碎」となったのかもしれない。銅、鉛の分離には軽度の再摩鉱は成績向上に必要である (Appendix 38-1)。

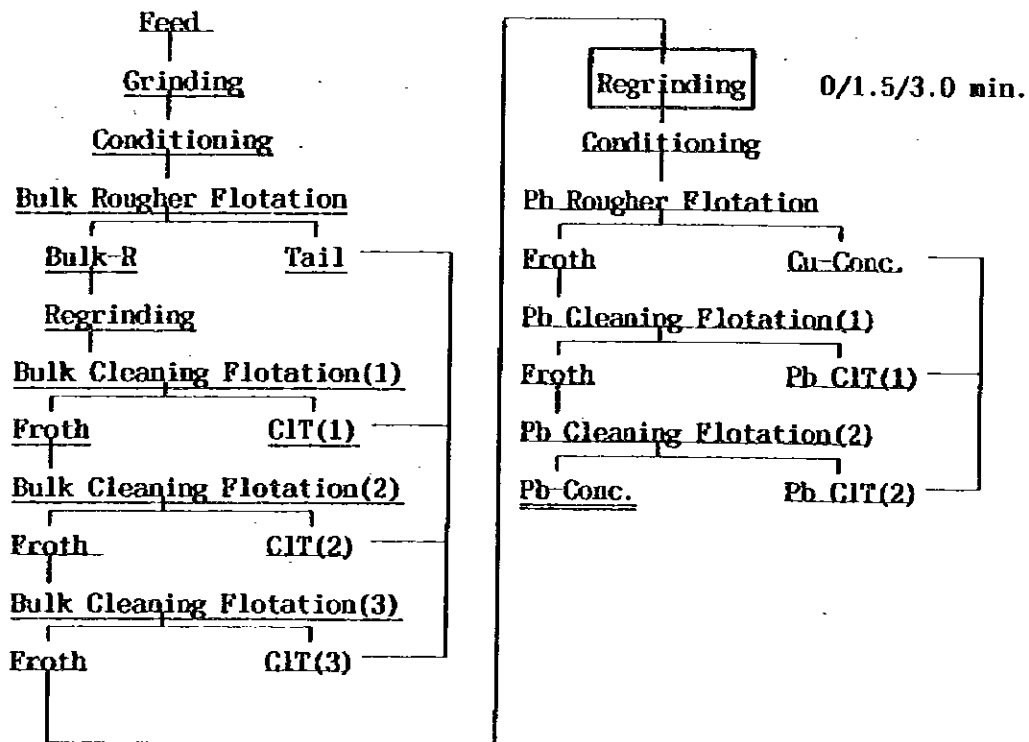


Fig.2-6-30 Flowsheet of the Differential Flotation with/without Regrinding of the Rougher Concentrate, Complex Ore

Table 2-6-21

Result of Flotation Test of the Differential Flotation with/without Regrinding of the Rougher Concentrate, Complex Ore

Products	Weight	Assay(%)			Distribution(%)		
<u>Regrinding 0 min.</u>							
	(%)	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Feed	100.00	1.62	1.14	0.03	100.00	100.00	100.00
Pb-Conc.	1.34	15.1	58.1	1.62	12.10	68.18	62.03
Cu-Conc	4.02	34.59	8.38	0.08	83.27	26.31	7.80
Tail	94.64	0.08	0.07	0.01	4.63	5.51	30.17
<u>Regrinding 1.5 min.</u>							
	(%)	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Feed	100.00	1.69	1.11	0.03	100.00	100.00	100.00
Pb-Conc.	1.34	15.0	59.0	1.62	11.89	71.27	63.67
Cu-Conc	4.02	35.16	7.11	0.05	83.53	23.05	5.37
Tail	94.64	0.08	0.07	0.01	4.58	5.68	30.96
<u>Regrinding 3.0 min.</u>							
	(%)	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Feed	100.00	1.69	1.09	0.03	100.00	100.00	100.00
Pb-Conc.	1.47	21.2	54.0	1.38	18.42	72.71	62.67
Cu-Conc	3.89	33.46	6.00	0.03	77.01	21.54	4.83
Tail	94.64	0.08	0.07	0.01	4.57	5.75	32.50

(2) 鉛-銅・亜鉛分離浮選試験ならびに鉛、銅精選試験

複雑鉱の鉛-銅・亜鉛分離として総合優先浮選法による試験および鉛、銅精鉱の精選試験も実施した。にそのフローシートを Fig 2-6-31 に、浮選成績を Table 2-6-22 に示す。

この鉛-銅・亜鉛分離浮選試験では、選鉱基礎試験で得られた諸条件を考慮して次のように実施した。まず、総合浮選精鉱を再摩鉱して精選を3回行い、その精選粗精鉱をさらに再摩鉱して、銅を黄血塩を用いて抑制し、鉛粗選によって鉛粗精鉱を採取してこれを4回精選し、フロスを「鉛精鉱」とする。鉛粗選のシンクは銅精鉱とする。浮選産物はそれぞれ計量、分析して、その量と品位によって最終的に鉛精鉱、銅精鉱および尾鉱に配分して浮選成績を表示した。

この浮選試験の結果、次の成績が得られた。鉛精鉱は鉛品位 64.80%、実収率 79.90%、銅精鉱は銅品位 40.15%、実収率 85.94%であった。亜鉛は 60%以上が鉛精鉱に分布され、鉛精鉱中の亜鉛品位は 1.51%であった。

次に、総合浮選精鉱を再摩鉱して精選を3回行い、その精選粗精鉱をさらに再摩鉱して、鉛を亜硫酸、スターチおよび水酸化カルシウムを用いて抑制し、銅粗選によって銅粗精鉱を採取してこれを精選してフロスを「銅精鉱」、シンクを鉛精鉱とする試験を実施した。しかし、鉛の抑制が難しく、銅と鉛の分離は不十分であった (Appendix 38-2)。

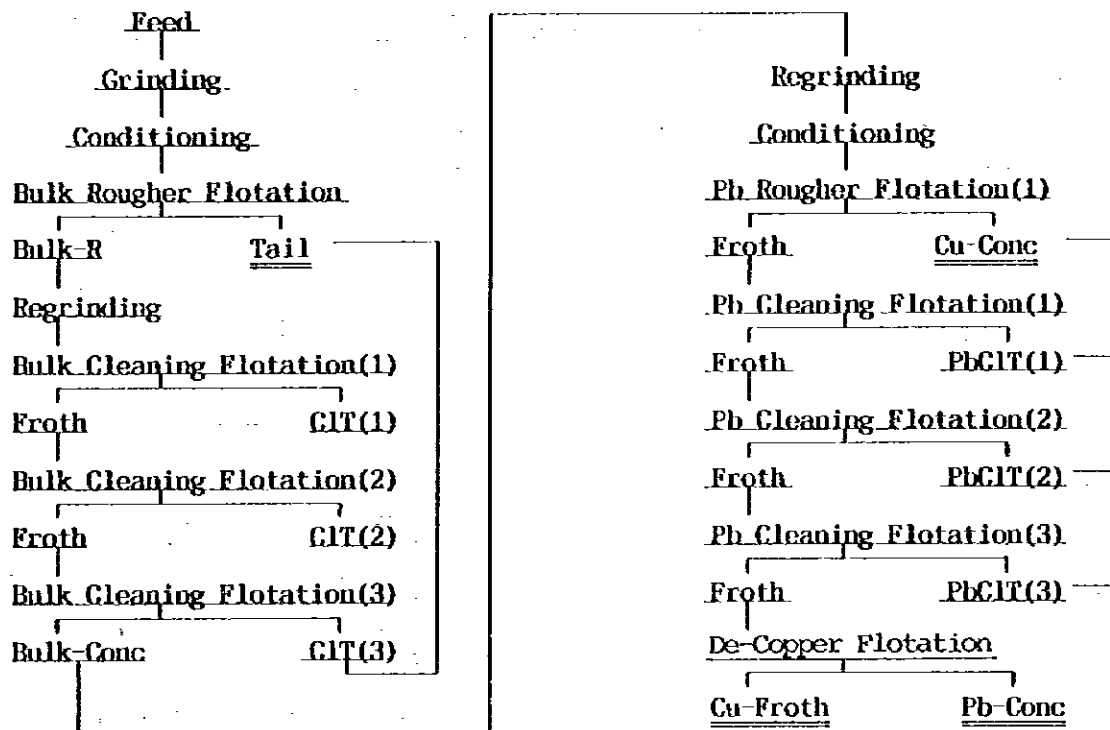


Fig.2-6-31 Flowsheet of the Bulk-Differential Flotation Test(Cu-Pb), Complex Ore

Table 2-6-22 Result of the Bulk-Differential Flotation Test(Cu-Pb), Complex Ore

Product	Weight (%)	Assay(%)			Distribution(%)		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Feed	100.00	1.72	1.07	0.03	100.00	100.00	100.00
Pb-Conc	1.31	11.30	64.80	1.51	8.62	79.90	61.65
Cu-Conc	3.68	40.15	3.94	0.05	85.94	13.61	5.45
Tail	95.01	0.10	0.06	0.01	5.44	6.49	32.90

(3) 銅-亜鉛-鉛分離浮選試験

複雑鉱から銅、鉛および亜鉛鉱物を分離する場合、亜鉛の挙動、すなわち、亜鉛が鉛と銅のどちらに近い挙動をするかを十分確かめて、分離方法を決めなければならない。この複雑鉱の場合、浮選原鉱の亜鉛品位が0.03%と非常に低いので、亜鉛の挙動がはっきりしないが、幾つかの試験の結果、銅・鉛分離浮選では亜鉛は鉛に近い挙動をすることが分かったので、銅-亜鉛よりも銅-鉛の分離を試験した。そのフローシートを Fig.2-6-32 に、浮選成績を Table 2-6-23 に示す。

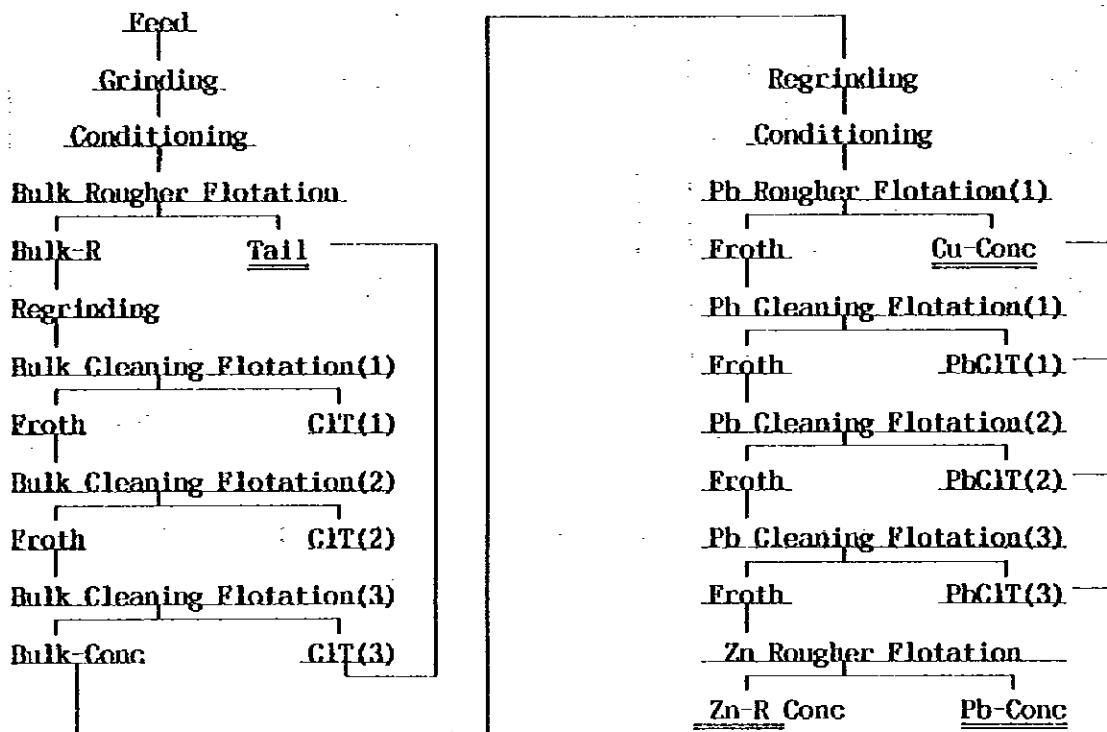


Fig.2-6-32 Flowsheet of the Bulk-Differential Flotation Test (Cu-Pb-Zn), Complex Ore

Table 2-6-23 Result of the Bulk-Differential Flotation (Cu-Pb-Zn) Test, Complex Ore

Product	Weight (%)	Assay (%)			Distribution (%)		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Feed	100.00	1.72	1.07	0.03	100.00	100.00	100.00
Pb-Conc	1.09	11.80	64.0	1.43	7.49	65.6	48.25
Zn-R-Conc	0.22	8.75	68.5	1.95	1.13	14.30	13.40
Cu-Conc	3.68	40.15	3.94	0.05	85.94	13.61	5.54
Tail	95.01	0.10	0.06	0.01	5.44	6.49	32.90

この試験は、原鉱の亜鉛品位が低く (0.03%)、亜鉛粗精鉱の量が僅か 2.2g (試験原鉱量約 1kg に対して) であり、品位は亜鉛が 1.95%、鉛が 68.5% あった。これから亜鉛鉱物をさらに浮選分離することは困難であった。

ここで、この複雑鉱の直接優先浮選と総合優先浮選による浮選成績の比較表を Fig.2-6-33(1)に、銅鉱物の抑制剤の亜硫酸ガスと黄血塩の効果を Fig.2-6-33(2)に示す (Appendix 38-2)。

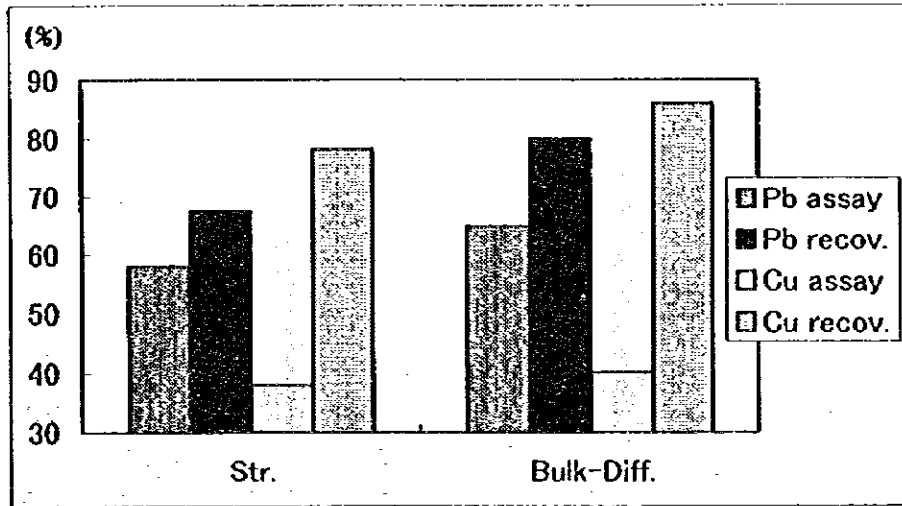


Fig.2-6-33(1) Comparative Results of the Straight and Bulk Differential Flotation

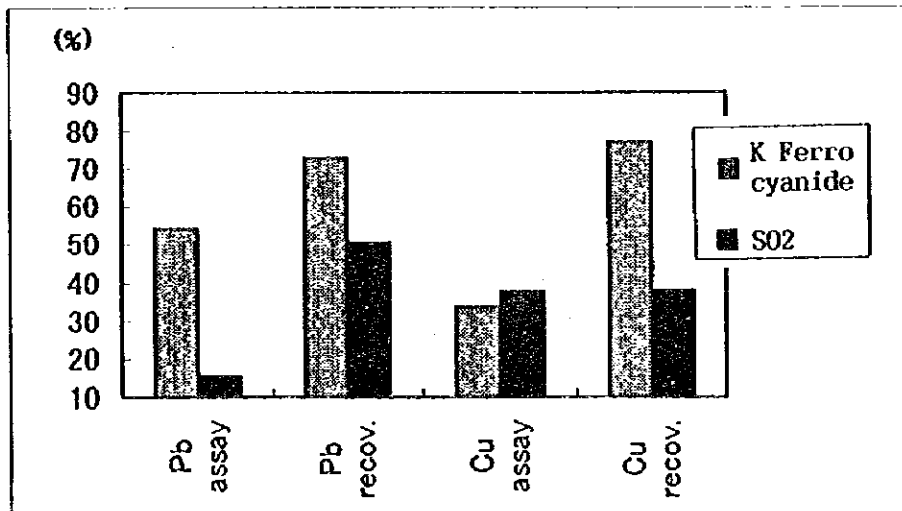


Fig.2-6-33(2) Effect of Potassium Ferrocyanide and Sulphur Dioxide

(4) 精選試験

銅粗精鉱および鉛粗精鉱を精選することによってと実収率の低下を最小にしながら精鉱品位を上げる試験を行った。フローシートを Fig 2-6-34 に、浮選成績を Table 2-6-24 に示す。鉛粗選によって採取された鉛粗精鉱について4回の精選を実施した。その結果、最終精鉱は鉛品位が73.4%まで上昇したが、実収率は50.82%であった。鉛品位としては精選3回でえられた61.9%、実収率79.86%程度が良い成績と言える。この場合の銅精鉱は、鉛の片刃鉱を併せて銅品位37.2%、実収率84.99%となった(Appendix 38-3)。

Table 2-6-24 Result of the Bulk-Differential Flotation Test,

Product	Weight (%)	Assay(%)			Distribution(%)		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
0 Feed	100.00	1.68	1.08	0.04	100.00	100.00	100.00
1 Pb-Conc	0.75	2.79	73.4	2.40	1.25	50.82	50.99
2 PbCIT(4)	0.65	23.1	48.5	0.71	8.92	29.04	13.05
3 PbCIT(3)	0.35	61.8	5.84	0.05	13.05	1.91	0.50
4 PbCIT(2)	0.62	61.0	4.72	0.04	22.45	2.69	0.70
5 PbCIT(1)	1.28	50.0	4.67	0.05	38.03	5.51	1.81
6 Cu-Conc	1.59	12.1	2.22	0.06	11.46	3.26	2.71
7 CIT(3)	0.51	1.13	1.11	0.03	0.34	0.52	0.43
8 CIT(2)	1.25	0.46	0.50	0.03	0.34	0.58	1.07
9 CIT(1)	8.24	0.23	0.23	0.02	1.13	1.75	4.68
10 Tail	84.76	0.06	0.05	0.01	3.03	3.92	24.06
1+2	1.40	12.2	61.9	1.62	10.17	79.86	64.02
3+4+5+6	3.84	37.2	3.77	0.05	84.99	13.37	5.72
7+8+9+10	94.76	0.09	0.08	0.01	4.84	6.77	30.24

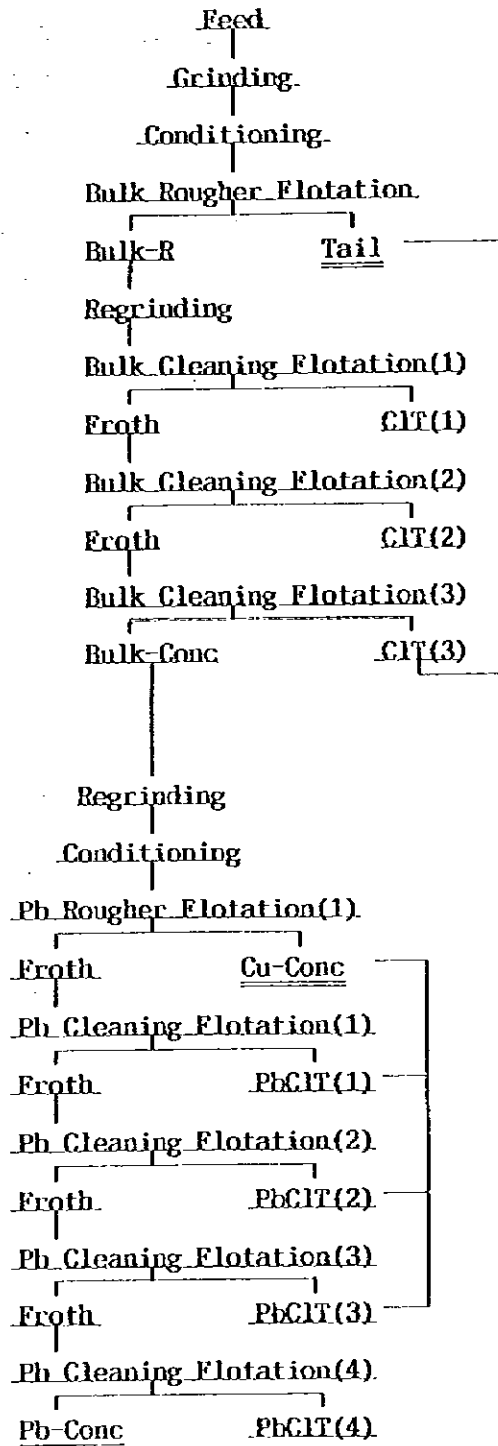


Fig.2-6-34 Flowsheet of the Bulk-Differential Flotation Test, Complex Ore

(5) 確認試験

これまでの試験の結果から、総合浮選、優先分離浮選の条件、すなわち、粉碎粒度、浮選剤の種類と使用量、浮選時間などの最適浮選条件で総合的な確認試験を実施した。

総合浮選では試験原鉱を-75 μ m 62.18%に摩鉱し、起泡剤としてMIBC、捕収剤としてNaIX, AP242を使用し、粗精鉱は再摩鉱して3回精選を行った。優先浮選では、銅の抑制剤に黄血塩、硫化ソーダを使って銅、鉛を分離した。この結果、銅精鉱の銅品位は32.3%、実収率は92.3%、鉛精鉱の鉛品位は66.1%、実収率は77.6%であった。亜鉛はその含有量の52%が鉛精鉱に配分され、その品位は1.88であった。

試験フローシートをFig.2-6-35に、浮選試験条件をTable 2-6-25に、浮選試験結果をTable 2-6-26に示す (Appendix 38-4)。

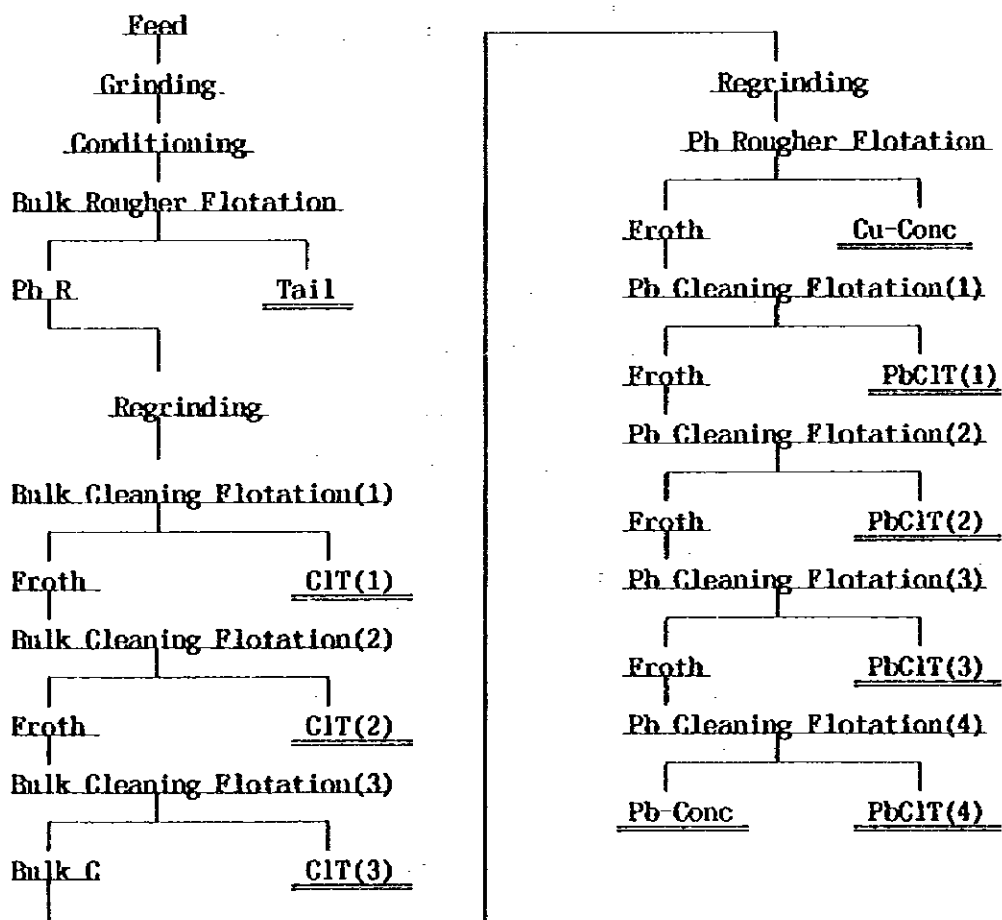


Fig.2-6-35 Flowsheet of the Confirmation Test

Table 2-6-25 Flotation Conditions of Confirmation Test

Circuit Name	Grind	Condition	Bulk Rou. Flotation	Regrind	Bulk Cleaning Flotation			Regrind	Condition	Pb Cleaner Flotation				Total
					1	2	3			1	2	3	4	
Grinding time (min.)	(14→14)×6			8×3				9	10					
Condition time (min.)		3												
Flotation time (min)	17×3			10×3	12	10								
Pulp temperature (°C)	19		18-18-18	19-19	19-19			14						
Pulp pH	8.4-8.4		8.4-8.3	8.3-8.3	8.3-8.3			10	10.0-10.3					
Pulp DRP (mV)	120-136-134		134-134	117-117-117	118-145	124-131		30	30-10					
Feed size (-75 μm)(%)	62.18													
Reagent (g/t)														
MIBC	48													83
AP242	60													82.3
NalPX	20				2	2								29
Potassium Ferrocyanide														2700
Na ₂ S														10
Test Mill	SUS Steel													
Test Ball	Red Ball													
Test Machine	No.1	AG2000g	AG2000g	No.1	AG2000g	AG2000g	No.1	AG500g	AG500g	AG500g	AG500g	AG500g	AG500g	AG500g

Table 2-6-26 Flotation Results of confirmation Test

Test No. Products	Weight (g)	Weight (%)	Assay (%)			Zn	Cu	Distribution (%)		Zn
			Pb	Cu	Pb			Pb		
Feed	5910.8	100.00	1.72	1.14	0.05	100.00	100.00	1.40	68.43	100.00
0 Pb-Cone.	61.4	1.04	2.3	75.0	2.32	1.40	0.86	0.86	5.36	49.97
1 PbCIT(4)	81	0.14	10.8	44.5	0.37	2.68	3.78	1.13	1.70	1.05
2 PbCIT(3)	9.5	0.16	28.7	26.8	0.40	12.28	1.70	3.45	3.78	1.13
3 PbCIT(2)	21.4	0.36	58.3	5.06	0.41	64.75	9.16	17.51	1.70	3.45
4 PbCIT(1)	121.8	2.06	54.0	5.06	0.08	12.56	4.45	3.69	9.16	17.51
5 Cu-Cone.	131.4	2.22	9.71	2.28	0.04	0.37	0.68	0.68	0.68	0.95
6 CL-T(3)	67.5	1.14	0.56	0.68	0.03	0.41	0.78	1.38	0.78	1.38
7 CL-T(2)	131.5	2.22	0.32	0.40	0.02	1.41	2.12	4.17	2.12	4.17
8 CL-T(1)	585.2	10.07	0.24	0.24	0.01	3.28	3.54	3.54	3.54	4.17
9 Tail	4763	80.59	0.07	0.05	0.01	4.68	5.66	5.66	5.66	16.70
10										
1-2	61.4	1.04	2.3	75.0	2.32	1.40	0.86	0.86	5.36	49.97
1-2+3	69.5	1.18	3.3	3.3	2.09	2.26	2.09	2.26	73.79	51.02
1-2+3+4	79	1.34	6.3	66.1	1.88	4.94	4.94	77.57	52.15	52.15
1-2+5	100.4	1.70	17.4	53.14	1.58	17.22	79.27	55.60	73.11	55.60
1-2+6	222.2	3.78	37.47	26.76	0.94	81.97	88.43	73.11	88.43	73.11
6	353.0	5.96	27.16	17.68	0.62	94.53	92.88	76.80	92.88	76.80
5+6	131.4	2.22	9.71	2.28	0.08	12.56	4.45	3.69	4.45	3.69
4+5+6	253.2	4.28	31.02	3.75	0.26	89.59	15.31	24.65	15.31	24.65
3+4+5+6	274.6	4.64	32.99	4.52	0.26	92.27	19.09	25.78	19.09	25.78
2+3+6	284.1	4.80	32.38	5.63	0.26	93.13	24.45	26.83	24.45	26.83
9+10	5356.2	90.96	0.09	0.07	0.01	4.68	5.66	5.66	5.66	16.70

(6) 精鉱分析

確認試験で得られた銅精鉱及び亜鉛精鉱の化学分析および顕微鏡試験結果を Table 2-6-27 および Table 2-6-28 に示す。

Table 2-6-27 Chemical Analysis of the Copper ,Lead Concentrate and Zinc Rougher Concentrate

Element	Analytical Result(%)		
	Cu-Conc.	Pb-Conc.	ZnR-Conc. *
Cu	39.4	2.29	31.5
Pb	6.01	71.5	26.4
Zn	0.02	2.1	0.64
S	12.5	13.9	14.6
Fe	4.16	1.15	2.76
SiO ₂	24.1	4.08	13.5
Al ₂ O ₃	4.43	0.80	3.29
MgO	0.57	0.08	0.43
CaO	1.97	0.37	1.37
K ₂ O	0.72	0.10	0.38
Na ₂ O	1.1	0.11	0.51
Cl	0.02	0.01	0.02
F	0.01	<0.01	<0.01
Mo	<0.05	<0.05	<0.05
Te	<0.05	<0.05	<0.05
Sb	<0.05	<0.05	<0.05
As	<0.05	0.16	0.05
Bi	<0.05	<0.05	<0.05
Cd	<0.01	0.09	0.03
C	N.D	2.2	N.D
Hg (ppm)	0.3	2.8	1.1
Re (g/t)	28	13	23
Au (g/t)	0.6	0.3	N.D
Ag (g/t)	62	89	N.D
Total	95.01	96.74	95.48

*Zinc Rougher Concentrate : Zn content(%) is very low due to lower Zn grade(%) in test samples.

Table 2-6-28 Microscopic Observation of the Copper ,Lead Concentrate and Zinc Rougher Concentrate

Flotation Product	Mineral							
	Gal	Cc	Bor	Cp	Py	Sp	C	G
Bulk concentrate	7.2	7.8	5.3	0.7	1.2	0.2		77.6
Lead concentrate	82.3	0.5	0.7	3.5	0.2	3.2	2.4	7.2
Copper concentrate	7.0	29.1	25.9	0.2	0.5	0.1		37.3
Zinc Rougher concentrate	30.7	24.4	20.2	0.1	0.1	0.3	0.2	24.1

Cc :Chalcocite Bor:Bornite Cp:Chalcopyrite Py:Pyrite
Gal:Galena Sp :Sphalerite C:Graphite G :Gangue Mineral

6-3-5 浮遊選鉱フローシート選定

この一連の選鉱試験結果から、複雑鉱の選鉱法としては総合優先浮選法が適正であると考えられる。ここで問題は、試験に供された原鉱には亜鉛の品位が非常に低く、亜鉛精鉱はごくわずかししか回収はできなかった。したがって、ここで選定されたフローシートでは、亜鉛は鉛精鉱に含まれるものと考ええる。総合優先浮選のフローシートをFig.2-6-36に示す。

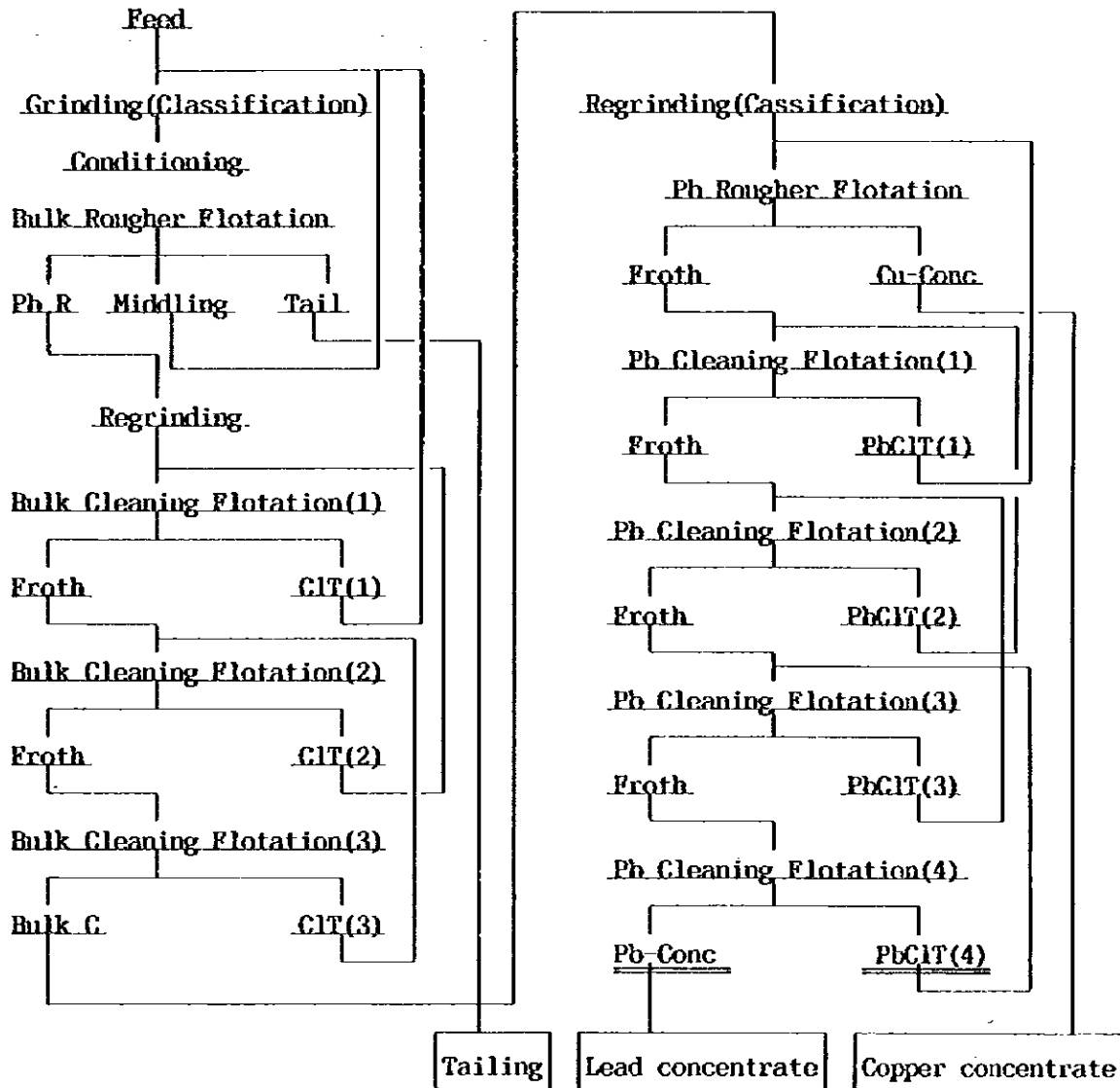


Fig.2-6-36 A Bulk Differential of Complex Ore

6-3-6 銅鉱と複雑鉱の試験結果の比較

試錐孔 MJK-1 の銅鉱と MJK-2 の複雑鉱の試験結果を比較した結果、以下の結論を得た。

- (1) 複雑鉱が方鉛鉱に富む以外に、両者の鉱物組み合わせに大きな相違はない、鉱物粒径も、1~500 μ m とほぼ同様である。
- (2) 仕事指数は、銅鉱で 15.4kwh/t、複雑鉱で 13.2kwh/t を示し、複雑鉱がやや小さい値を示した。
- (3) 銅鉱、複雑鉱共に総合優先浮選法が優位であり、浮選に適した捕収剤と抑制剤も両者共通である。
- (4) 以上から、銅鉱と複雑鉱の混合処理の可能性は高いと考えられる。

第7章 Zhezkazgan 鉱山の採鉱技術と採鉱コスト

本プロジェクトの最終目標は Zhaman-Aibat 鉱床の鉱床評価を行うことである。本章では、鉱床の賦存状況が最も類似した Zhezkazgan 鉱山の操業状況、採鉱技術、操業コスト等について記述する。

Zhaman-Aibat 鉱床の賦存深度が450m～700mと深いため、現地調査は、特に最深部を採掘している南鉱山を中心に実施した。

7-1 操業の概況

Zhezkazgan 銅鉱床は Zhezkazgantsvetmet 社とその傘下の製錬所の位置する Zhezkazgan 市（人口15万人）の北西25kmにある Satpayev 市（人口8万人）に位置する。鉱床は南北5km、東西12.5kmに亘って層状に広がっており（Figure2-7-1）、可採区域別に東西南北の4鉱山に分かれて、各々会社組織で操業を行っている（Figure2-7-2）。北鉱山を除く3鉱山は坑内採掘である。特にルーム&ピラー法を採用している金属鉱山としては世界最大級である。また、本年末からの生産を目標に Annensky 坑（計画400万トン/年）を開発中である。

本地域は古くから銅鉱石の生産で知られていた。18世紀から文献に登場し、19世紀後半より組織的な採掘が行われていたが、大々的な開発は1930年代の Kyanysh Satpayev 等による採鉱の後である。第2次世界大戦後、ソ連邦の隆盛に追従して、コンビナートは拡大、増産を繰り返し、旧ソ連邦最大の銅の採掘-製錬-貫コンビナートに発展した。その後、旧ソ連邦の解体とともに生産量は低下していたが、本年、韓国の三星グループが経営に参加、立て直しが期待されている。

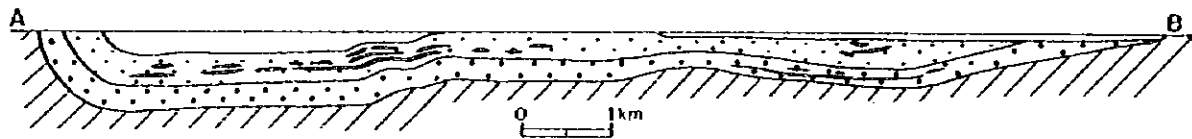
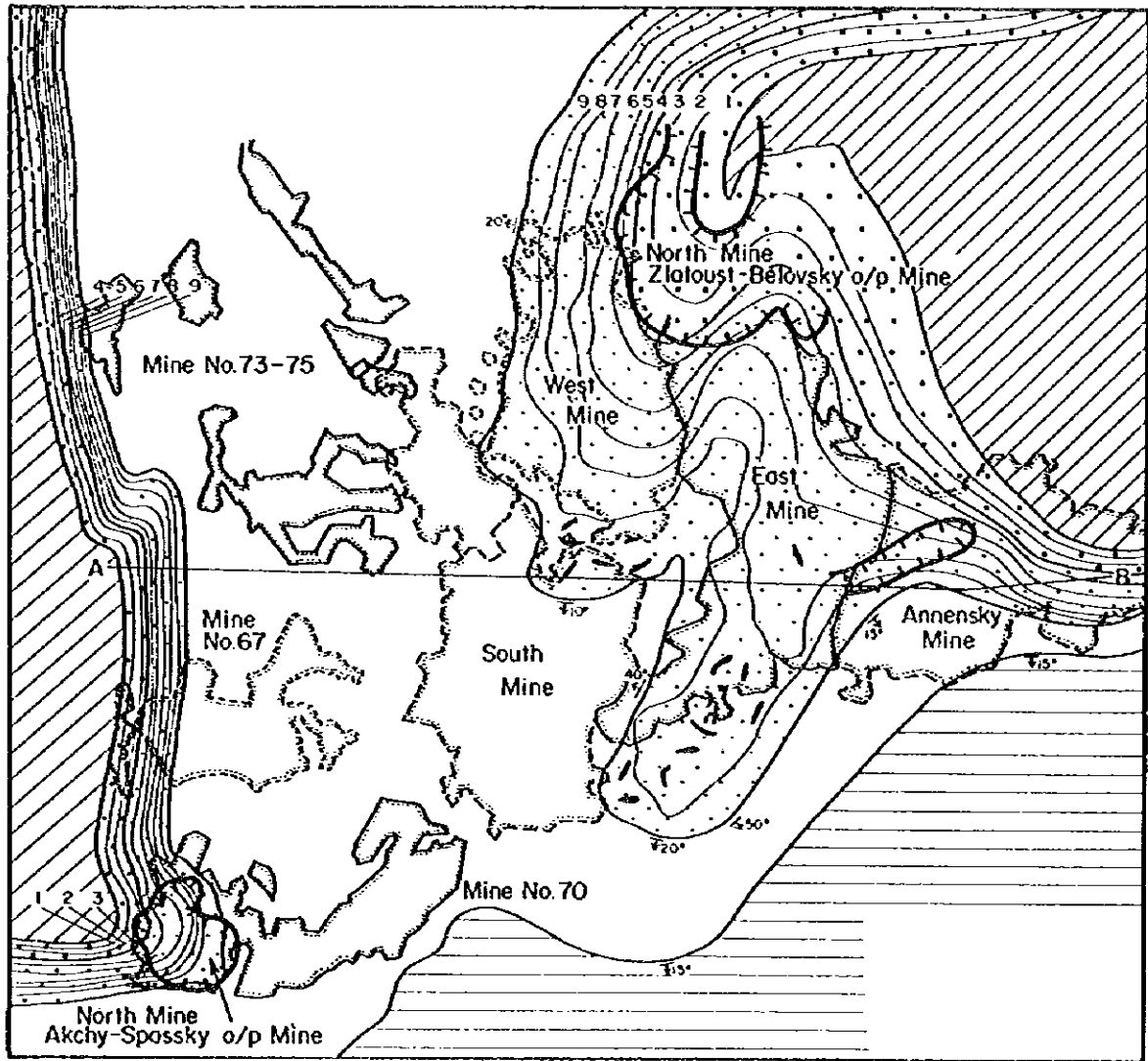
鉱床は灰色砂岩および灰色シルト岩に胚胎するストラティフォーム型銅鉱床であり、391の鉱体が確認されている。鉱石鉱物は輝銅鉱、斑銅鉱、黄銅鉱、方鉛鉱、閃亜鉛鉱などからなり、灰色砂岩中に賦存する。稼行対象鉱体は9層準に上り、その賦存面積は広い層で5～7km²に達する。鉱床の層厚は1～3mから25～30mと多様であるが、平均8.3m程である。現行のカットオフ品位は坑内掘でCu=0.4%、露天掘でCu=0.2%と設定されている。

各鉱床の最近の出鉱量及び生産計画量を Table2-7-1 に示す。また、Zhezkazgan 鉱山の操業概況を Table2-7-2 に示す。4つの鉱山のうち、浅部を開発した北鉱山の露天掘生産開始が最も早く1950年代であり、西鉱山と東鉱山が1960年代、最も深部に位置する南鉱山では1970年代にそれぞれ生産が開始されている。その後漸次坑内掘による出鉱量が多くなった。1994年の粗鉱生産実績は16,840,000トン、品位Cu=0.96%で、粗鉱生産量のうち露天掘生産量は約30%である。採掘された鉱石のうち銅鉱は鉄道輸送により製錬所に隣接している第1、第2選鉱場に送られ精鉱が生産され、さらに精錬所に送鉱され電気銅が回収されている。採鉱可能な複雑鉱（Complex ore (Cu+Pb+Zn)）は、東鉱山に隣接する第3選鉱場で処理され、銅精鉱以外はチムケント（Chimkent）等に外販していたが、現在は市況の低迷のため採掘、選鉱を中止している。選鉱場の操業概況を Table2-7-3 に示す。

採掘方法の露天掘については、通常のロータリードリル、ショベル、ダンプトラックの組み合わせからなるピット方式である。鉱石は地表面近くで列車に積み替えられ、選鉱場へ送鉱されている。Zhezkazgan 鉱山のオープンピット方式による露天掘鉱山と、出鉱量・出鉱品位においてほぼ同じ規模の西側の鉱山とを比較すると、Zhezkazgan の場合は、鉱床が層状でほぼ水平、かつ地表から深部に分布するため、ズリ/鉱石比が高い。

坑内掘の場合は、開発方式として立坑、トロリー電車による主要運搬坑道の組み合わせで、運搬立坑の坑底に一次破碎クラッシャーを設置した方式を採用している (Fig 2-7-3)。通気は立坑による対偶方式を採用している。採鉱方式は鉱床の形態から、機械化柱房方式を採用している。8m 以上の鉱厚に対しては、2層に分け分層採掘を実施している。Cu=2.5% 以上の高品位の鉱石、あるいは鉱厚が 18m 以上の場合は、まず一次採掘したルーム部を充填し、この充填部が固結後ピラー部を採掘し、採掘実収率を上げている。この方法は柱房法を変形した充填採鉱法である。一部の急傾斜の鉱床は、中段坑道を設け、サブレベルストーピング法を採用している。採鉱実収率は鉱床の形態、母岩の特性、地表からの深度にもよるが、坑内掘で約 80%、露天掘りで約 96% である。これらの採鉱方式および設計基準は、モスクワの Giprotvetmet 研究所で作成された技術指導書に準じたものがある。

現地調査では、鉱山及び選鉱場の操業コストと人員についても調査した。その結果を Table 2-7-4 および 2-7-5 に示す。詳細については、コンビナートの経営権の移転によるデータの取得には至っていない。1995 年 1 月～7 月の採鉱コストの実績は、坑内掘で鉱石トン当たり 356～418 Tenge、露天掘では 261 Tenge でこれらはそれぞれ US\$6～7 と US\$4 となり、同じ出鉱規模の標準的な西側の鉱山の採掘コストに比べてかなり高い。



LEGEND










- | | | | |
|---|----------------------|---|--------------------------|
|  | Kengir Formation |  | Ore-bearing horizon |
|  | Zhidelisai Formation |  | Out crop and ore deposit |
|  | Zhezkazgan Formation |  | Bedding of strata |
|  | Taskuduk Formation |  | Open-pit mine |
|  | Serpukov Formation | | |

Fig. 2-7-1 Mining Areas of the Zhezkazgan Mine

()

()

()

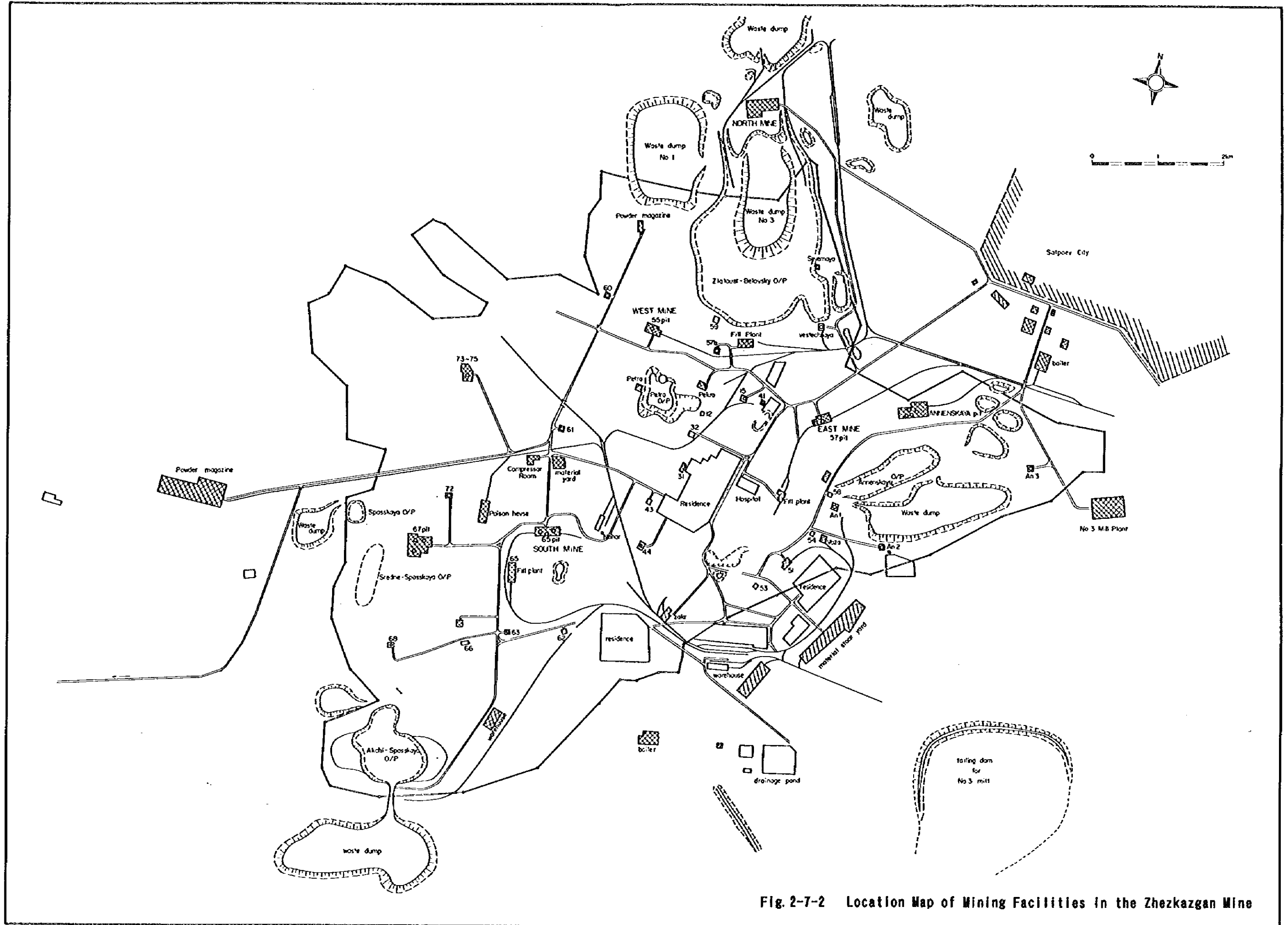


Fig. 2-7-2 Location Map of Mining Facilities in the Zhezkazgan Mine

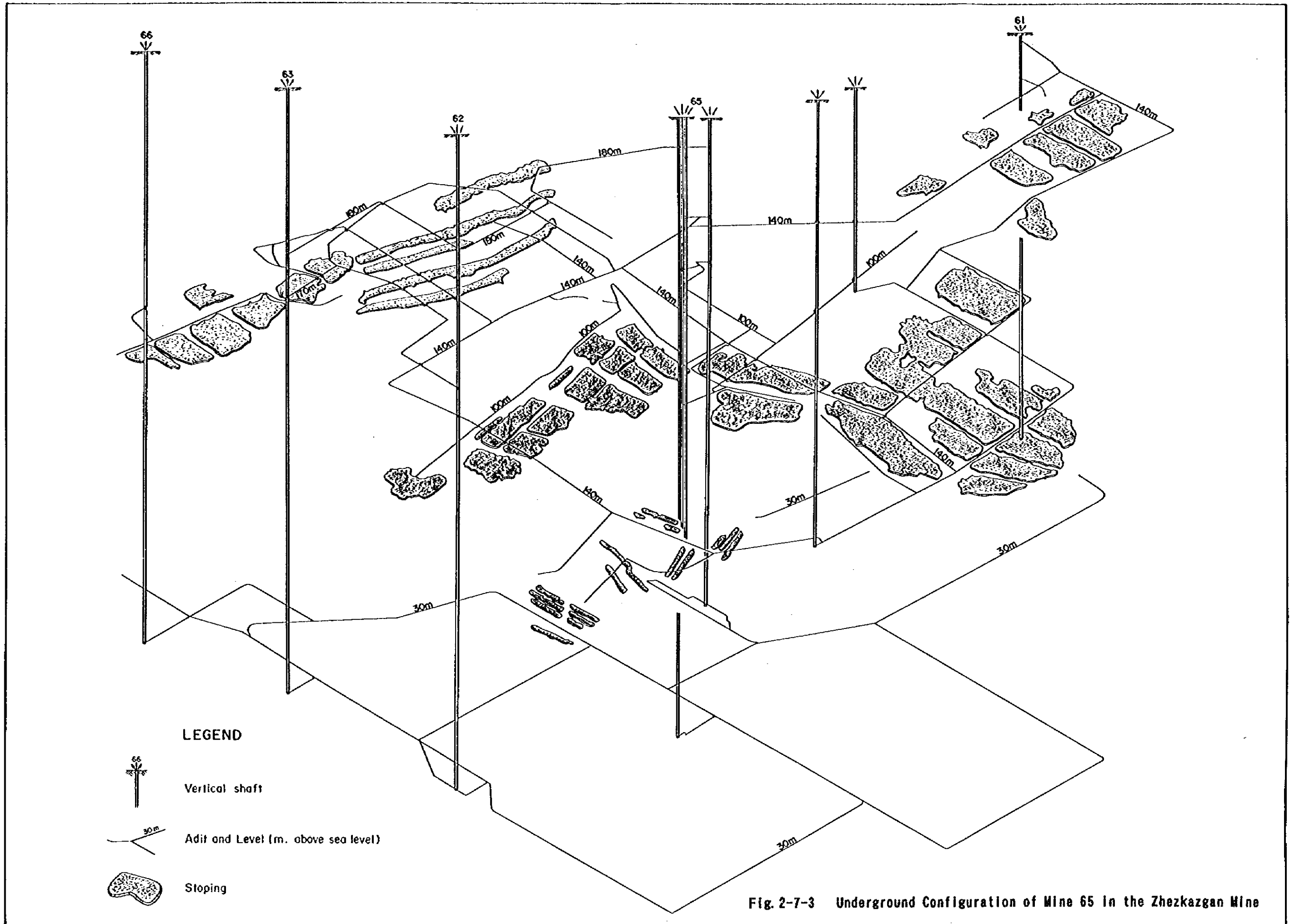


Fig. 2-7-3 Underground Configuration of Mine 65 in the Zhezkazgan Mine

Table 2-7-1 Output of the Zhezkazgan Mine

	1994		Plan in 1995		Remaining Reserves	
	×1000 tons	Cu%	×1000 tons	Cu %	×1000 tons	Cu %
East Mine	4,401	1.15	5,200	1.00	* 62,855	1.29
West Mine	2,531	1.11	3,000	0.84	37,768	1.02
South Mine	4,746	1.06	6,000	1.10	136,224	1.09
North Mine	5,162	0.64	3,850	0.52	61,434	0.68
Total	16,840	0.96	18,050	0.90	298,281	1.04

* : showing only for Annensky District but unknown for main mine.

Table 2-7-2 Summary of the Zhezkazgan Mine Operation (t)

Mine Name	East Mine	West Mine	South Mine	North Mine
Starting Year	1967	1965	1975	1956
Mine Output (×1000t, planned in 1995)	5,200	3,000	6,000	1,250 (KZB) 2,600 (ACK)
Daily Output (t)	17,049	9,836	19,672	12,623
Grade (%Cu)	1.00	0.84	1.10	0.44 (KZB) 0.60 (ACK)
Cut-off (%Cu)	0.4	0.4	0.4	0.2
Remaining Ore Reserve (×1000t)	62,855 (Annensky)	37,768	136,224	61,434
Ore grade (%Cu)	1.29	1.02	1.09	0.68
Total Employees	2,200	701	2,032	1,712
Mining Workers	NA	237	223	250
Co-Workers	NA	322	1,471	1,255
Staff, Engineers	300	142	338	207
Operating Schedule (Day/Year)	305	305	305	350
Operating Schedule (Hour/Shift)	6	6	6	12
Operating Schedule (Shift/Day)	3	3	3	2
Skip Shaft	57, 57 bis 42	55, 31	45, 65, 67	
Mining Method	Panel/Pillar Room/Pillar Slicing	Panel/Pillar	Panel/Pillar Room/Pillar Slicing	Open Pit Strip. Ratio W/O = 7.8
Ore Recovery (%)	82.7	80.4	82.8	96.0
Waste Dilution (%)	5.7	6.3	5.2	7.4
Working Depth (m below surface)	420	320	450	280
Pillar Diameter (m)	8-12	8-12	8-12	
Pillar Spacing (m)	20	20	20	
Maximum Working Height(m)	18	18	18	15 m Bench H.
Minimum Working Height (m)	4	4	4	10m Bench Width
Maximum Height per one Shot Explosive (m)	7	7	7	Pit slope, 42°
Powder Factor (kg/t-ore)	2.4	2.2	1.9	1.55
Drilling Dia /Length	43mm×4m	43mm×4m	43mm×4m	250mm×18m
Burden/Spacing	1 m	1 m	1 m	3-4m×6-8m
Filling Materials	1st. Slime + Cement 2nd. Excavated waste*	1st. Excavated rock*	1st. Slime + Cement 2nd. Excavated waste*	

* Prevented against surface subsidence

NA: not available

Table 2-7-2 Summary of the Zhezkazgan Mine Operation (2)

Mine Name	East Mine	West Mine	South Mine	North Mine
Supporting Method	Cement mortar type rock bolts ϕ 16~18 mm \times 2~3m Shotcrete (t = 20mm)	Cement mortar type rock bolts ϕ 16~18 mm \times 2~3m Shotcrete (t = 20mm)	Cement mortar type rock bolts ϕ 16~18 mm \times 2~3m Shotcrete (t = 20mm)	
Nos. of Equipment				
Drills	NA	21	47	22
Front-End Loaders	NA	7	13	Excavator 32
Gathering Loaders	NA	12	25	2
Dump Trucks	NA	20t - 24	20t - 54 40t - 1	40t - 56 110t - 16
Nos. of Shafts	13	11	13	
Main Shaft Depth (m)	400	300	450	
Shaft Diameter (m)	5.5~7.0	4.5~7.0	6.0~7.0	
Total Capacity of				
Winding machines(kW)	12,450	3,550	11,250	
Ventilation (m ³ /min.)	107,400	52,200	93,600	
Drainage (m ³ /hr)	625	208	504	
Power Consumption (MWH/month)	7,000	3,500	8,300	
\$US1.00=60Tenge				
Production Cost (Tenge/t-ore)	356	418	414	261
Actual Cost in July (\$US/t-ore)	5.9	7.0	6.9	4.3

NA : not available

Table 2-7-3 Summary of the Zhezkazgan Ore Dressing Plants

Ore Dressing Plants	No.1	No.2	No.3
Constructed in	1953	1971	1986
Plant Capacity (\times 1000t/year)	8,100	14,200	4,200
Feeding Rate (t/day)	22,000	40,000	Suspended now (5,000 for plan)
Feed Grade (%Cu)	0.9~1.2	0.6~1.2	
Ore Type	Cu	Cu	Cu, Pb, Zn
Concentrate Grade(%Cu)	37.5	37.5	
Mill Recovery(%)	90~92	86~90	
Water Consumption (m ³ /t-ore)	4	4	3.5
Electric Consumption (KWH/t-ore)	38	38	40
Total Employees	No.1 & No.2 : 1917		411
Ore Dressing Cost	201 Tenge/t-ore (\$US3.35/t)	201 Tenge/t-ore (\$US3.35/t)	NA

NA : not available

Table 2-7-4 Operation Cost of Mining and Ore Dressing (Tenge/ore-ton)

	Actual Records in July 1995	Actual Records January ~ July	
Mining			
East Mine	812.29	366.89	Underground mining
West Mine	450.17	356.06	Underground mining
South Mine	618.87	418.04	Underground mining
North Mine	275.77	260.69	Open pit mining
Ore transportation	20.97	From mine site to No. 1 & 2 ore dressing plants	
Ore Dressing No.1 & 2	201.67	171.40	Cu concentrate

Table 2-7-5 Employees in Mining and Ore Dressing Plant (Aug. 1995)

	Staff	Workers	Total
East Mine	300	1,900	2,200
West Mine	142	559	701
South Mine	338	1,687	2,025
North Mine	207	1,505	1,712
No.1 & 2 Ore Dressing	180	1,737	1,917
No.3 Dressing	63	348	411
Total	1,230	7,736	8,966

7-2 採鉱技術

Zhezkazgan 鉱山は北鉱山を除き坑内採掘である。Zhama-Aibat 鉱山は鉱床の賦存深度が地表下450m~700mであり、厚さ10m以下の層状鉱床である。従って、採鉱法は現在 Zhezkazgan 鉱床で採用されているメカナイズド・ルーム&ピラーが第一候補となる。本法の問題点は深部化に伴い、ピラーの寸法が大きくなり、実取率が低下することにある。また、実取率を向上させるためには充填採鉱法が適当であるが、この場合採掘コストの上昇を招き、採算性に問題がでてくる。

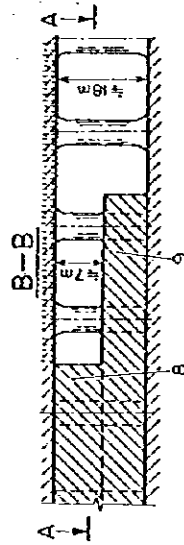
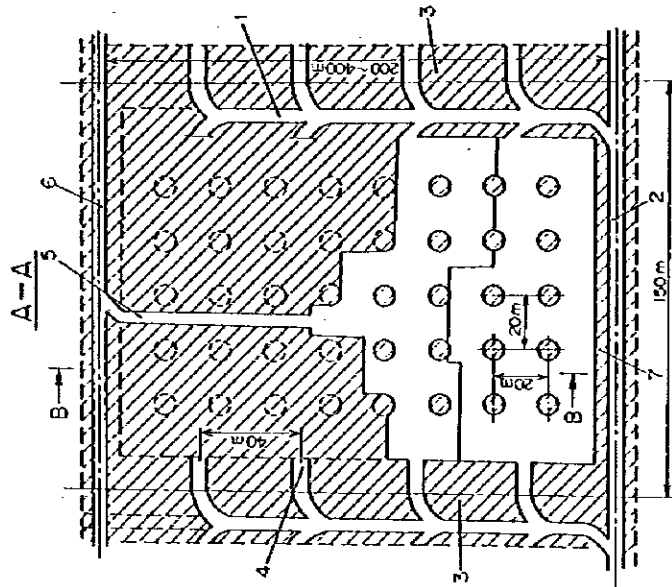
以下では Zhezkazgan 鉱床の採鉱方法を調査し、第8章の概念設計に生かすこととした。

7-2-1 坑内採鉱法

Zhezkazgan 鉱床で採用されている坑内採鉱法は品位と稼行高によって3つに大別される。通常はパネル&ピラーと称される柱房採掘法であるが、銅品位が2.5%以上の時はルーム&ピラーと称される充填採鉱法が採用されている。また、当鉱床では高さ18m以上の空間の下での作業は禁じられている。従って、層厚が18~20m以上または傾斜によって稼行高が18m以上になる場合(急傾斜層)は、垂直高18m毎に中段坑道を設け下向に採掘するスライシング法を採用している(穿孔は上向き)。各採鉱法は旧ソ連邦時代のカテゴリーに従っており、また、作業手順、充填法、ピラー設計基準等はモスクワのジプロツベットメット研究所の設計指針、政府の暫定指針に基づいて1986年に編集された手順書、基準書に準拠している。

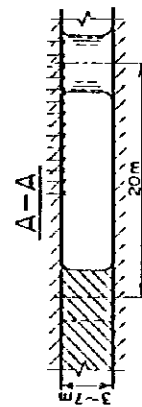
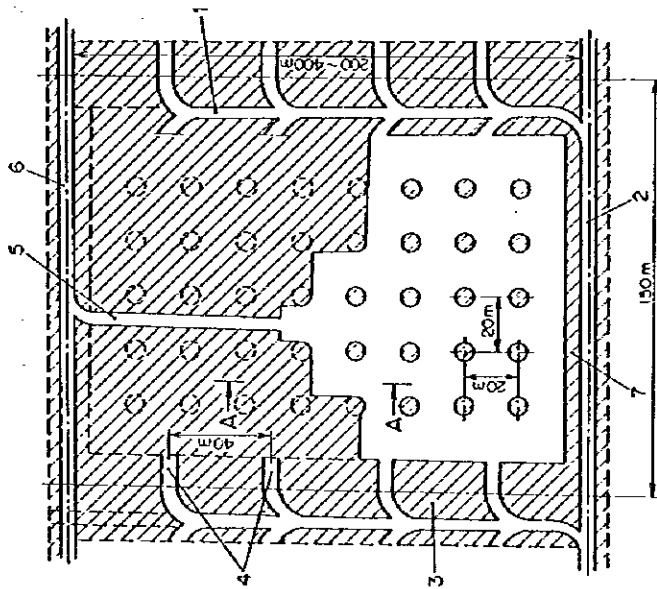
1) パネル&ピラー法(柱房採掘法)

Zhezkazgan 鉱床の75%以上を出鉱する採鉱法。層厚が18m以下の緩傾斜層で且つ品位がCu=2.5%以下の鉱体に適用する。Fig.2-7-4に示すように150~250m×200~400mのパネルを設定し、隣接パネルとの境界に通気・運搬坑道を掘進する。この坑道から40m毎に鉱体へ目抜きを掘進して将来のアクセス用とする。採鉱は、リブピラーを残して、天盤際より最大8mの採掘高さで進行する。1回の採掘高は穿孔用ドリルのブーム長に規制される。採掘後天盤にはロックボルト(φ20mm×2500mm)を1.2m間隔で打設する。天盤が赤色砂岩やアレウロライトなどの不良箇所ではセメントモルタルを吹き付けて(厚さ20mm)補強する。ピラーは芯々20mの間隔で配置する。採掘高が8m以上の場合はFig.2-3-5に示すように上半分の採掘後、下半分の採掘をする。通常、採掘跡の充填はしないが、地上に建屋や施設がある時は充填する。充填材は選鉱スライムとセメントの混合物を使う。ピラーの寸法は後述する。



1. panel drift
2. transport drift
3. barrier pillar
4. extraction drifts into a panel
5. ventilating drift
6. sectional ventilating drift
7. safety pillar
8. upper sloping for benching
9. bench

Fig. 2-7-5 Panel and Pillar Mining Method, orebody with a gentle inclination, over 8m in thickness, and Cu content lower than 2.5%



1. panel drift
2. transport drift
3. barrier pillar
4. extraction drifts into a panel
5. ventilating drift
6. sectional ventilating drift
7. safety pillar

Fig. 2-7-4 Panel and Pillar Mining Method, orebody with a gentle inclination, thinner than 8m and Cu content lower than 2.5%

2) ルーム&ピラー法 (充填採鉱法)

銅品位が2.5%以上の時に採用する。南鉱山では約20%出鉱する。Fig 2-7-6に示すように、パネル&ピラーで一次採掘後、採掘跡の上盤5~6mに充填坑道を設ける。充填坑道から採掘空間に向けて、105mm径の注入孔を50m置きに各3本穿孔する。このうちの1本を注入孔として充填材流送パイプと接続し、坑外の充填工場より充填物を流送する。3孔のうち2本は水抜孔とする。一方、採掘空間は各目抜口、各立入口でコンクリートの仕切を築造し、充填材の流出を防止する。各仕切には水抜用パイプを埋設する。仕切板まで充填材が達したら、パネル外より水抜き孔を穿孔する。充填能力は公称30,000m³/月であるが、実績は60%程度である。充填工場は東鉱山と南鉱山の坑外に所在している。西鉱山は充填していない。一次採掘後の代表的な充填材の配合は選鉱スライム1200kg/m³、セメント150kg/m³、水440kg/m³である。

充填後6ヶ月以上経過してから二次採掘を開始する。この時の充填材の代表的な一軸圧縮強度は4MPaと設計されている。充填材の養生強度は稼行高・岩質により、指針に従って変更される。二次採掘は、まず、ピラー中に小加背の発破坑道を掘進する。隣接パネルとの境界に達したら、手持ちハンマーでスロットを鉱柱に切り上げ自由面を確保する。上向きファン状にドリルで穿孔して発破でピラーを打落とし、ギャザリングローダで増積分だけ鉱石を回収する。採掘は後退式で安全に行われる。充填材が脆弱なため採掘跡への人の進入は禁じられている。従って、ギャザリングローダの採掘跡への進入は運転席より前方の5mぐらいである。

二次採掘に併行して、下盤側に5~6mの竜頭を残して抜鉱坑道を掘削する。この坑道でギャザリングローダを使い鉱石を回収する。5~6mのシルピラーを板と見立て、その上に乗っている起砕済鉱石を板を外す要領で抜鉱坑道に落とす。即ち、リブピラーを段発で採掘跡奥部または直下へ飛ばすことで鉱石の飛散を防止する。抜いた鉱石はギャザリングローダを使いダンプに直積する。人は採掘跡に入れないため、一発破の進行は5m以下に抑制される。二次採掘後の充填は、地上に設備がある場合スライムと貧配合セメント、無い場合ズリとスライムである。ズリ充填時には5m³のスロットを充填坑道より抜く (Fig.2-7-7)。

3) スライミング法

層厚18m以上または傾斜50度以上の層で採用され、採掘高さは100mに達する。Fig 2-7-8に示すように18~20m置きに下盤アクセス坑道と鉱層中に中段坑道を掘削し、上方から下方に向かって採掘するが、ドリル穿孔は上向きである。本法でもギャザリングローダで増積分を回収し、最終的には下盤に抜鉱坑道を掘進して、後退式で鉱石を回収する。充填はルーム&ピラーと同様である。東鉱山と南鉱山で行われている。

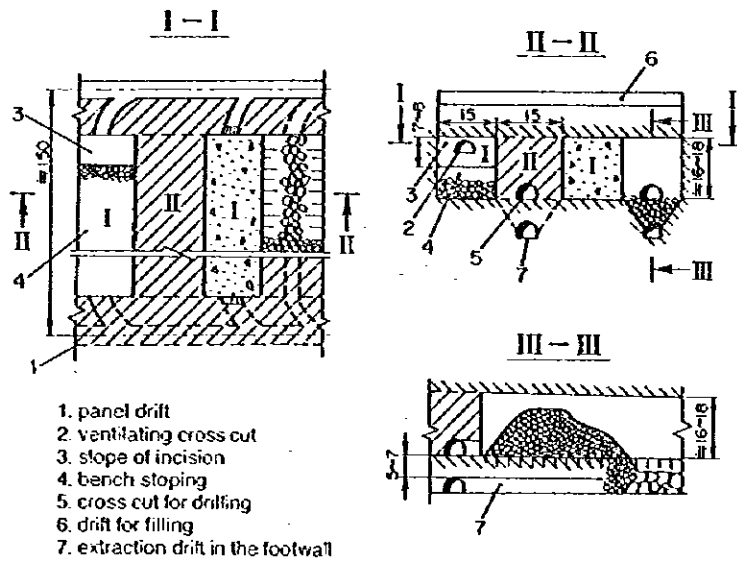


Fig. 2-7-6 Room and Pillar Mining Method with filling and cut and fill stoping in the primary chambers and Cu content higher than 2.5%

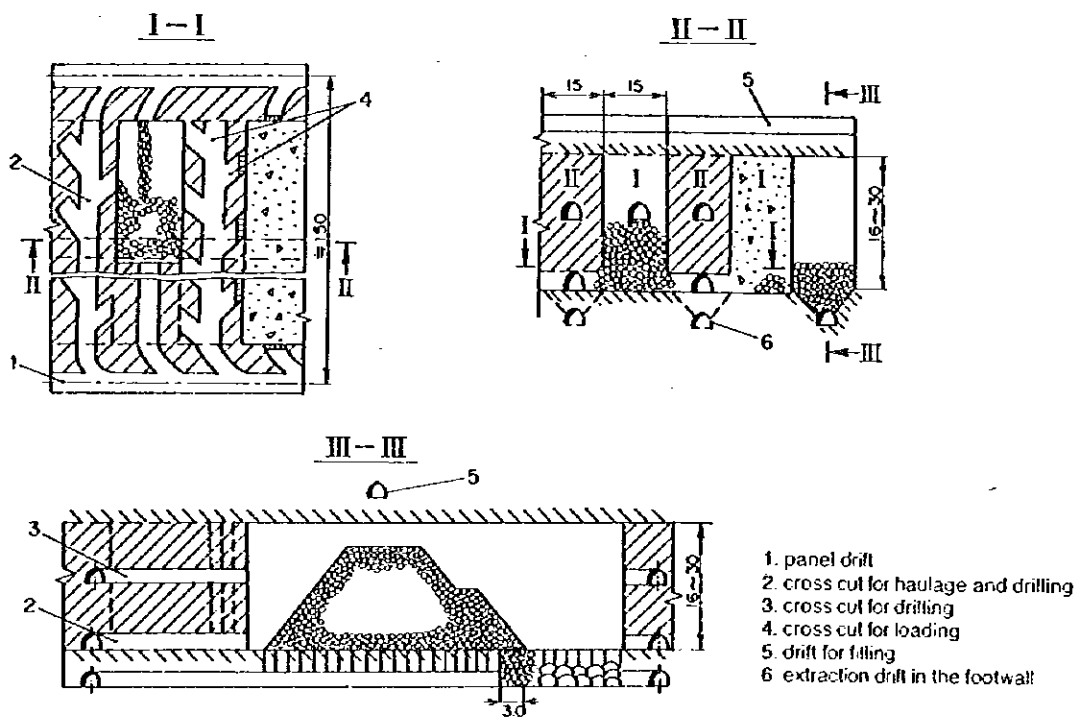
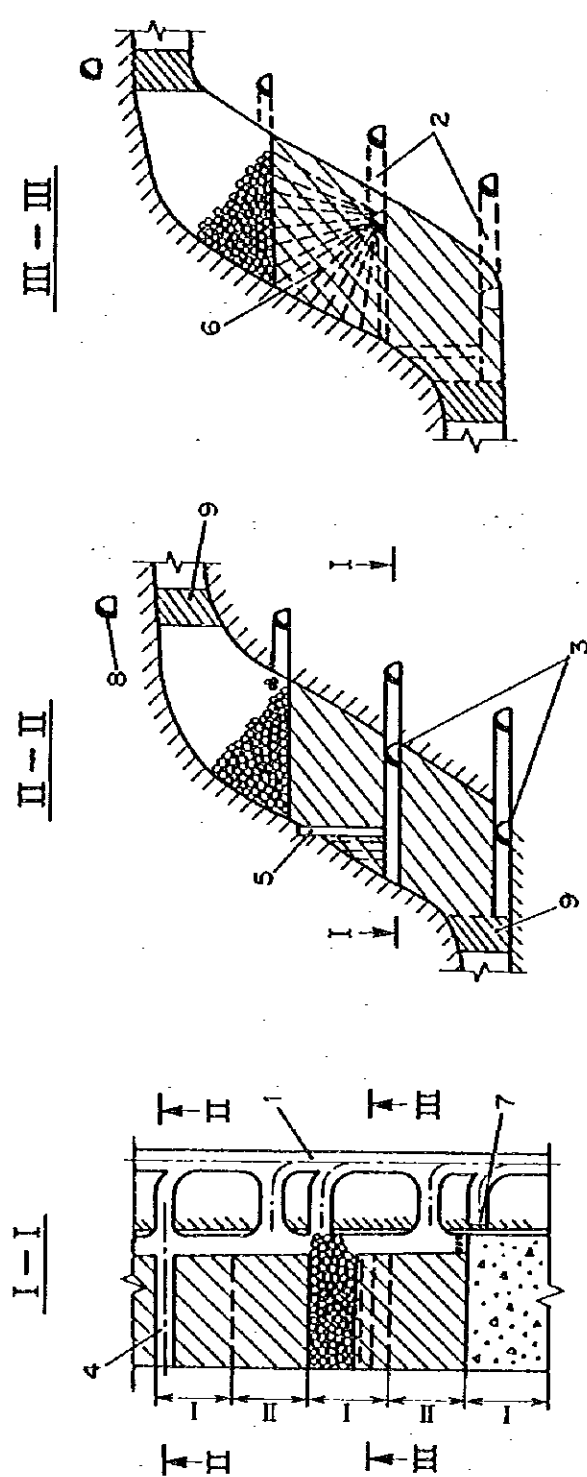


Fig. 2-7-7 Room and Pillar Mining Method (stopping height higher than 16~18m)



- 1. delivery drift
- 2. cross cut for loading
- 3. drift for drilling

- 4. cross cut for forming free face
- 5. slot raise
- 6. drill hole

- 7. partition for filling
- 8. drift for filling
- 9. partitioning pillar

Fig 2-7-8 Sublevel (Slicing) Stopping Method (with filling and orebody steeper inclination)

7-2-2 ピラーの設計

Zhezkazgan では 1984 年に制定された設計基準に基づいてピラーの寸法を決定している。本基準の適用範囲は傾斜 15° 以内、層厚 3~18m、土被り（採掘深度）500m 以内である。将来、採掘深度が 500m 以上となる南鉱山の 67 坑や東鉱山の Annensky 坑では適用できない。仮に適用すると実収率は大幅に低下することになる。そのため、中央研究所では現在パラメーターの見直しを進めている。

1) リブピラーの設計

$$A = (K_H' \cdot \gamma \cdot h \cdot H \cdot L \cdot \Pi_b \cdot K_a / K_{TP} \cdot \sigma_H)^{1/2}$$

ここに、

- A : リブピラーの幅 (m)
- K_H' : 荷重係数 : 1
- γ : 岩盤の単位体積重量 (t/m³) : 2.6
- h : ピラーの高さ、層厚または採掘高 (m)
- H : 採掘箇所の土被り、採掘深度 (m)
- L : リブピラー間の距離 芯々距離 (m) : 150
- Π_b : リブピラーの安全率 : 3
- K_a : 層の傾斜影響係数
- K_{TP} : 亀裂影響係数
- σ_H : 灰色砂岩の一軸圧縮強度 (t/m²)

2) ルームピラーの設計

$$D = (4K_H \cdot \gamma \cdot h \cdot H \cdot S_{ON} \cdot \Pi_{MK} \cdot K_a / \pi \cdot \sigma_H \cdot K_{TP} \cdot K_{NP} \cdot K_{NM} \cdot K_K)^{1/3}$$

ここに、

- D : ピラーの寸法(m: 直径)
- K_H : ピラーにかかる荷重係数
- γ : 岩盤の単位体積重量 (t/m³) : 2.6
- h : ピラーの高さ、層厚または採掘高 (m)
- H : 採掘箇所の天盤厚、採掘深度 (m)
- S_{ON} : ピラーにかかる上盤の面積 (m²) : 400
- Π_{MK} : ピラーの安全率 : 2
- K_a : 層の傾斜影響係数
- π : 円周率
- σ_H : 灰色砂岩の一軸圧縮強度 (t/m²)
- K_{TP} : 亀裂影響係数、亀裂の少ない灰色砂岩 : 0.63, 亀裂の多い灰色砂岩 : 0.4
- K_{NP} : アレウロライト赤色砂岩などの間盤係数 : 0.9
- K_{NM} : 発破影響係数 : 0.85-0.90
- K_K : 接触影響係数、灰色砂岩 : 1, 赤色砂岩 : 0.7

3) パラメーターの決定

ピラーにかかる荷重係数 (K_H) は、パネルの深度 (H) とパネルの幅 (L) によって変化する

L/H Ratio	1.00	0.66	0.50	0.40	0.33
K_H (Gray Sandstone)	0.70	0.60	0.55	0.50	0.45
K_H (Red Sandstone)	0.85	0.80	0.77	0.75	0.72

上盤の一軸圧縮強度 (σ_H) は、過去の試験値より (Fig 2-3-7 参照) ,

Depth (m)	150~200	300	400	500
σ_H (MPa)	200	230	240	245

1), 2), 3)から、深度と層厚に対するルームピラーの直径、リブピラー幅、および採鉱実収率を計算した。その結果を Table 2-7-6 に示す。

Table 2-7-6 Examples of Pillar Size and Ore Recovery

Depth (m)	Layer Thickness (m)	2	4	6	8	10	12	14	16	18
200	D	4.0	5.0	6.0	6.5	7.0	7.5	8.0	8.0	8.5
	A	6.0	8.5	10.5	12.0	14.0	17.0	19.5	22.5	25.0
	R	92.7	89.7	87.3	85.4	83.0	79.9	77.0	75.0	71.9
300	D	4.0	5.5	6.0	7.0	7.5	8.0	8.0	8.5	9.0
	A	7.0	9.5	12.0	13.5	14.0	17.0	19.5	22.5	25.0
	R	92.0	88.2	86.3	83.3	81.9	78.7	77.0	73.6	70.6
400	D	4.5	5.5	6.5	7.0	7.5	8.0	8.5	9.0	9.5
	A	8.0	11.0	13.5	15.5	17.0	19.0	20.5	22.5	25.0
	R	90.5	87.9	84.4	82.0	79.9	77.3	74.9	72.3	69.1
500	D	4.5	6.0	6.5	7.5	8.0	8.5	9.0	9.0	9.5
	A	8.5	12.0	15.0	17.0	19.0	21.0	23.0	24.0	25.5
	R	90.1	86.3	83.3	79.9	77.3	74.6	72.0	71.3	68.8

7-3 採鉱コスト

Zhaman-Aibat 鉱床を評価するに当たっては鉱石の採掘コストがキーファクターとなる。前掲の Table 2-7-4 に鉱石 1 トンあたりのコストを示している。1995 年の 1～7 月までの坑内掘コストの実績は鉱石 1 トン当たり 400 Tenge (US\$6.7) であるが、7 月だけの実績が 700 Tenge と 2 倍近く、そのデータの信頼性に難がある。とはいえ今年度は坑内掘の南鉱山と露天掘の北鉱山について費用明細が得られたので記述する。しかし、穿孔、積込み、運搬等作業毎の費用は不明で充填採鉱の採否を決定するデータは不足している。

7-3-1 南鉱山の生産コスト

操業予算は各鉱山で作成し、Zhezkazgantsvetmet 社の企画部長の承認を得て執行することになる。また、起業費用は工事計画を各鉱山で作成し、本社主導で見積もることになる。たとえば、開坑費用は本社直轄の開発部門が計上する。各鉱山では起業工事の施工管理はするが、費用管理は行っていない。起業費用と工事内容は本社企画部で調整、配分する。

南鉱山では費用実績のブレイクダウンは入手できなかった。8 月の実績のみを聴取できた。また、操業費用に本社管理費は含まれていない。また、費用の範囲は営業採鉱から鉱石の立坑ホッパー投入までである。

1995 年 8 月実績	413 Tenge/ore-ton (35%オーバー)
1995 年 8 月計画	305 Tenge/ore-ton

南鉱山の 1995 年度の操業予算における原単位当たりの費用を Table 2-7-7 に示す。

エネルギー費用の中での原単位当たりの電力消費量及び揚水量は下表の通り。

1995 年 1～8 月の原単位実績		
電力	51019 MW	21.3 kW/t
揚水量	$2.645 \times 10^3 \text{ m}^3$	1,104 m ³ /t

実績生産量 約 2,400 千トン (予算 4,000 千トン) と推定され予算達成率 60% となる。

7-3-2 北鉱山の操業費用

3 つの露天掘り鉱山を統括する北鉱山の 1995 年 1～7 月の 7 ヶ月間の予算と実績及びコスト内訳を Table 2-7-8 に示す。

Table 2-7-7 Budget of South Mine
(January-July 1995: 3.5 Million Tons of Planned Output)

Unit: Tenge/ton-ore

Items	Unit Cost	Remarks
Material	18.70	Refund of exploration cost (mining tax: 1% of sales)
Supplies	9.07	Commodity cost using for mining
Engineering service	0.51	
Energy	100.68	Power & fuel expenses
Labor	37.03	Wages, bonus & premium for miners
Filling	14.72	Material, fabricating & transport. costs
Exploration	2.58	Exploration in the mine
Liquidation for drifting cost	4.62	
Depreciation	21.99	
Internal expenses	160.21	Expenses else than mining and drifting, administration, commodity tax, repair
Drifting cost	237.85	
Deduction sold ore	△241.07	Value of extracted ore from drifting
Total Operative Costs	366.89	

Table 2-7-8 Comparative Table between Budget and Actual Records at North Mine
(Unit: ×1000 Tenge, Unit Cost: Tenge/Ton-Output)

Items	Actual Records		Budget	
	Amount	Unit Cost	Amount	Unit Cost
Sales	691,731	600,063		
Production Cost	545,227	260.87	540,748	258.73
Profit on Mine Site	146,504	70.10	59,315	28.31

* Output: 2.09 million tons, Delivery: Unknown

Items	Items of Operation Costs			Remarks
	Actual	Unit Cost	Budget	
Exploration	17,672	8.46	16,595	* 1
Operative supplies	58,095	27.80	66,100	* 2
Fuel	63,603	30.43	69,200	
Power	26,461	12.67	28,600	
Heating	18,966	9.07	19,010	* 3
Labor cost	126,322	60.44	105,750	
Insurance premium	47,000	22.49	33,840	
Bonus for elder	6,209	2.97	6,210	
Depreciation	29,995	14.35	29,995	
Repairing cost payable	4,713	2.25	3,586	
Maintenance supplies	93,452	44.71	104,309	
Supplies	1,234	0.59	1,240	Meal to be supplied
Penalty	467	0.22	200	* 4
Maintenance for building	2,150	1.03	2,500	
Internal service, etc.	48,888	23.39	53,613	
Total	545,227	260.87	540,748	

* 1: Mining tax payable to the State Government

* 2: Various mining supplies such as explosives

* 3: Heated water from boiler plant

* 4: Penalty against bulky ore treatment & environmental contamination

7-4 選鉱操業

選鉱フローシートを Fig.2-7-9 に示す。

7-4-1 No.1 選鉱場

坑内採鉱の鉱石を日量 22,000 トン処理している。給鉱品位は $\text{Cu}=0.9\sim 1.2\%$ であり、品位 $\text{Cu}=37.5\%$ の銅精鉱を実収率 90~92% で生産している。

破碎工程：3 段破碎を行っている。

1 次破碎	；クラッシャ KMJI-900	2 台，給鉱サイズ+ 900mm
2 次破碎	；クラッシャ KMJI-200	4 台
3 次破碎	；クラッシャ KMJI-2200T(18.0mm)	8 台

磨鉱工程：2 段磨鉱を行っている。

1 次磨鉱；ボールミル 12 台 (3,200mm ϕ \times 3,100mm, 容量 22m³) およびロッドミル 3 台 (3,200mm ϕ \times 3,380mm, 25m³) で行い、スパイラル分級機と閉回路をなしている -200 メッシュ 35% に粉碎する。

2 次磨鉱；ボールミル 8 台 (3,600mm ϕ \times 4,000mm, 容量 36m³) およびボールミル 3 台 (3,200mm ϕ \times 3,100mm) で行い -200 メッシュ 65% に粉碎する。

浮選工程：浮選はサンドとスライムを別々に処理するサンド/スライム浮選が採用されている。浮選機は、空気吹き込み式の Φ PM-3.2 (容量 3.2m³, サンド浮選) 及び Φ PM-6.3 (容量 6.3m³, スライム浮選) である。

精鉱品位を上げるために、ボールミル 8 台 (2,700mm ϕ \times 3,600mm, 容量 18m³) で粗選精鉱を -200 メッシュ 90~95% に再磨鉱し、精選を 3 回行う。銅精鉱品位は $\text{Cu}=37\sim 38\%$ 、実収率は 91.5~92.0% である。銅精鉱は、No.2 選鉱場の銅精鉱と混合して製錬所へパイプ輸送され、濃縮、ろ過、乾燥を経て製錬される。銅精鉱に含まれるその他の有用鉱物は銀、レニウム、硫黄である。

7-4-2 No.2 選鉱場

坑内採掘と露天掘の鉱石を日量 40,000 トン処理する。その輸送は軌道によるダンプカーである。原鉱品位は $\text{Cu}=0.6\sim 1.2\%$ で、 $\text{Cu}=37.5\%$ の銅精鉱を実収率 86~90% で得る。

破碎工程：3 段破碎を行っている。

1 次破碎	；クラッシャ Y 3 TM 1500/180	2 台，給鉱サイズ+ 1,500mm
2 次破碎	；クラッシャ KCH-2200 GP	8 台
3 次破碎	；クラッシャ KMJI-2200 T	10 台及び慣性粉碎機 (インパクトクラッシャ?) 2 台で 35mm に破碎。

磨鉱工程：磨鉱工程は3つの系統に大別される。

磨鉱第1系統（6系列）；給鉱は32m³のロッドミル（開回路）を経て、ボールミルスパイラル分級機（3,000mmφ、2スパイラル）の閉回路で二次粉碎され、さらにサイクロン（750または1,000mmφ）-ボールミル（3,600×4,000mm、容量36m³）の閉回路で三次粉碎される。三次粉碎後、サイクロンにかけて、オーバーフローをスライム系の、アンダーフローをサンド系の浮選原鉱とする。

磨鉱第2系統（2系列）；給鉱は2台並列の32m³のロッドミル（開回路）を経てスパイラル分級機（3,000mmφ、2スパイラル）-ボールミル（3,600×4,000mm、容量36m³）の回路で二次粉碎後、サイクロン（750または1,000mmφ）-ボールミル（3,600×4,000mm、容量36m³）で三次粉碎を行う。その後サイクロンにかけてオーバーフローをスライム系浮選原鉱とし、サイクロンアンダーフローを1台のボールミル（サイクロンと閉回路）で四次粉碎し、サンド系浮選原鉱とする。

磨鉱第3系統（1系列）；給鉱は2台並列の32m³のロッドミル（開回路）を経てサイクロン-ボールミルの閉回路で二次粉碎を行った後、サイクロンにかけ、オーバーフローをスライム系浮選原鉱とする。サイクロンアンダーフローは1台のボールミル（サイクロンと閉回路）で三次粉碎し、サンド系浮選原鉱とする。

浮選工程：浮選系統は各磨鉱系統に属して3系統よりなる。浮選工程は複雑で、全般的な特徴としては、サンド/スライム浮選を採用していることである。サンド系とスライム系と別々に分けて粗選-精選を行う。粗選精鉱は再磨鉱を行いスライム系精選と合併して銅精鉱を得る。浮選機は空気吹き込み攪拌式の浮選機ΦPM-16、ΦPM-6.3及び機械攪拌式のΦMP-6.3を用いている。原鉱品位はCu=0.95%、銅精鉱品位Cu=36.37%、実収率88.5~89.0%である。銅精鉱は、No.1選鉱場の銅精鉱と共に製錬所へパイプ流送される。

No.1・2選鉱場の用水使用量は処理鉱トン当たり4.0m³、消費電力は処理鉱トン当たり38.0KWHである。人員は操業・修理工1,737名、事務・管理180名、合計1,917名である。

7-4-3 No.3選鉱場

1986年9月に操業を開始し、複雑鉱の処理に用いられている。処理量は日量5,000トンである。破碎工程は坑内で破碎後、2段破碎を行う。磨鉱工程は3段磨鉱を行い、鉛、銅、亜鉛の優先浮選を行って各精鉱を得る。各精鉱は濃縮・ろ過のプロセスを経て製錬所へ積み出される。

破碎工程：

一次破碎；中型クラッシャКСЛ-2200 2台

二次破碎；小型クラッシャКМЛ-22001 2台、スクリーンと閉回路になっており、-16.0mmに破碎する。

磨鉱工程：

一次磨鉱；ロッドミル（3,600mm φ×5,500mm, 容量49m³）1台，スパイラル分級機と閉回路

二次磨鉱；ボールミル（4,500mm φ×6,000mm, 容量85m³）1台，径1,000mmのサイクロンと閉回路

三次磨鉱；同上

再磨鉱；ボールミル（2,700mm φ×3,600mm）3台

浮選工程には空気吹き込み攪拌式の浮選機ΦPIM-12.5，ΦPIM-3.2が用いられている。精鉱の濃縮には直径18mのシックナーが，ろ過には6台のBOY-40が用いられている。用水使用量は処理鉱トン当たり3.5m³，消費電力は処理鉱トン当たり40.0KWHである。人員は操業・修理工348名，事務・管理63名，合計411名である。

7-5 今後の課題および提言

本調査で、ルーム&ピラー法において採掘深度 500m 以上についてのピラー設計基準が存在していないことが明らかになった。南鉱山の次期採掘区域とアニンスキ坑の一部は地表下 500m 以深に突入しており、急速、従来の経験式、計算パラメーターの見直しを行っている。また充填式採鉱法の採否基準である品位 $Cu=2.5\%$ の経済的背景は明確でなく、上位下達方式で採掘が行われてきた。Zhaman-Aibat 鉱床は胎床深度 500~750m、その層厚は 10m 以下と言われている。前掲のピラー設計式を使うとピラーの寸法と採掘実収率は次のようになる。

Mining Depth(m)	Layer Thickness(m)	2	4	6	8	10	12
600	D	4.7	5.9	6.8	7.5	8.1	8.6
	A	9.4	13.4	16.3	18.8	21.1	23.1
	R	85.9	79.9	75.3	71.5	68.1	65.1
700	D	4.8	6.0	6.9	7.6	8.1	8.6
	A	10.2	14.4	17.7	20.4	22.8	25.0
	R	84.9	78.6	73.7	69.7	66.1	63.0

現行のピラー設計式を使うと、一次採掘のみであれば、採掘深度 600m 以深、層厚 10m 以上で採掘実収率は 70% 以下となる。ピラーを回収しなければ実収率の向上は図れない。ピラーを回収するためには一次採掘跡の充填が必要となる。そこで問題となるのは充填材の強度、充填方法と鉱石の回収方法である。現在、Zhezkazgan 鉱山では二次採掘時に人の進入を禁じている。そのため、充填材の強度は最大 4MPa 程度で妥当とされている。また、密充填を目的に上盤へ充填坑道を、安全に鉱石を回収するために下盤へ抜鉱坑道を掘進している。これは品位 2.5% Cu 以上で実施している。

Zhaman-Aibat 鉱床の採鉱法を検討するにあたり、今後、次の事項を調査・検討する必要がある。

- 1) 岩石の物性試験値の入手
- 2) ピラー設計式の検討、パラメーターの見直し
- 3) 二次採掘に関わる費用の調査
- 4) 充填材の検討 (材料、強度、価格)
- 5) 充填材の調達方法 (選鉱場の建設の有無を考慮して)
- 6) 採掘重機械の検討

また、鉱床開発の概念設計するうえではその経済性が不可欠となる。インフラ、選鉱場、鉱山などの建設費用が必要である。この建設費に関わるデータは操業鉱山で入手することが困難である。本社またはエンジニアリング部門での調査となる。

- 1) 鉱山開発 : 立坑, 骨格坑道掘削, 巻上設備
- 2) 選鉱場 : フローシート, 設備, 尾鉱ダム
- 3) 道路, 鉄道 : 精鉱輸送
- 4) 給電, 給水 : 送電線, 受電設備, 配水管
- 5) 居住地, 鉱山建屋など
- 6) 税制, 会計制度など

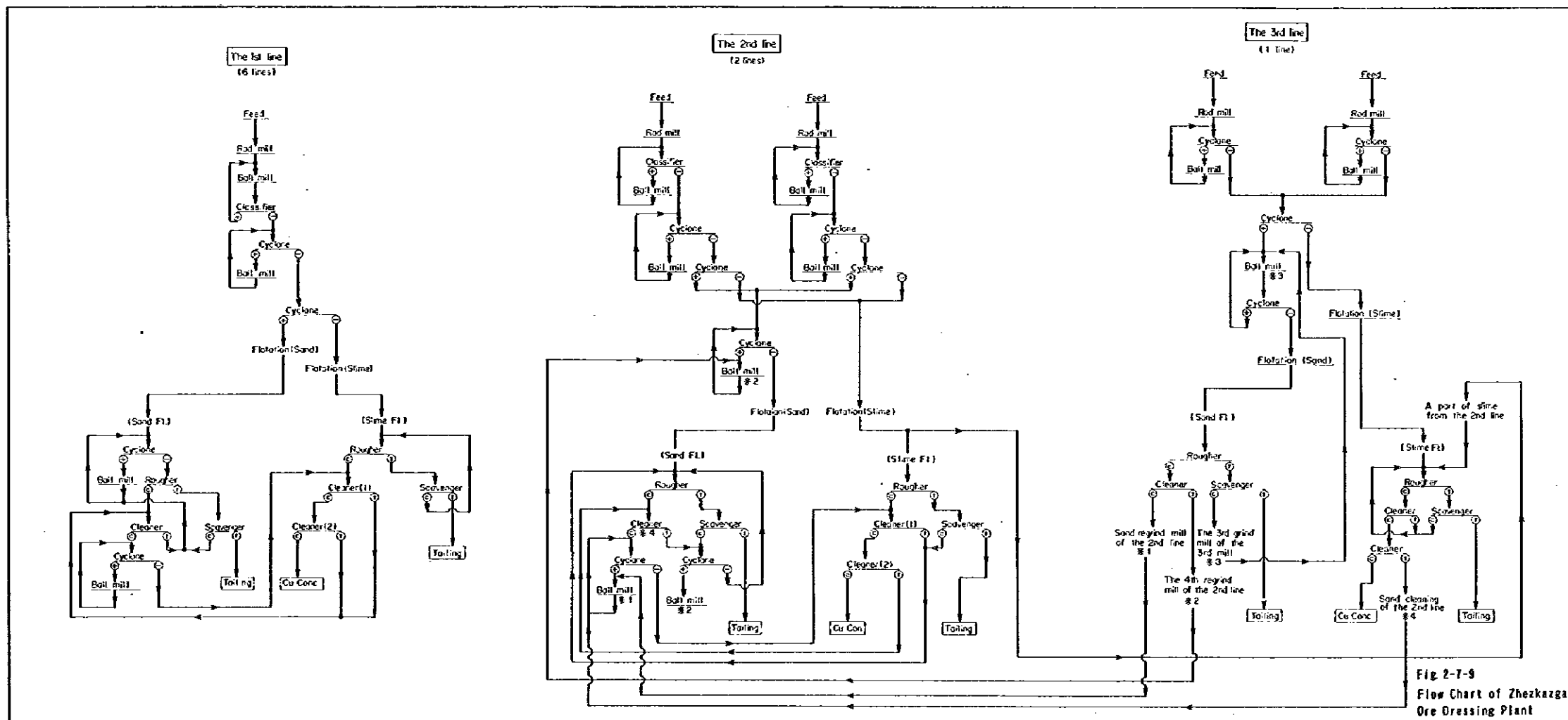


Fig 2-7-9
Flow Chart of Zhezkazgan
Ore Dressing Plant

