

ジャマンアイバト データベースは、初年度から準備を開始し、スプレッドシート方式のソフトを使用し、鉱床評価に備えている。これまでに試錐約700孔、分析データ約6,700点が入力されている。

#### 1-6 鉱量計算結果

昨年度に引き続き本年度もジャマンアイバトCu鉱床の鉱量概算を行った。上記の通りジャマンアイバト地域で実施された825孔の試錐で得られたコア試料は、全量が半定量分析され、そのうちで銅品位の高い部分が湿式分析法により定量分析されている。

これまでのデータ解析の結果、ジャマンアイバトCu鉱床の鉱石は、その鉱物組成により銅鉱、複雑鉱、鉛-亜鉛鉱および銀鉱の4種類のタイプに分類されている（前出）。

各鉱石のカットオフ品位は、銅鉱：Cu=0.4%、複雑鉱：(Pb+Zn)=0.8%かつCu=0.3%、鉛-亜鉛鉱：(Pb+Zn)=1.1%および銀鉱：Ag=5g/tである。

本年度は、東部鉱体の全体と中央鉱体の主要部につき鉱量概算を実施し、地質学的資源量の計算を行った。その結果、東部鉱体の日本側調査団の鉱量概算結果は、カウンターパートであるZhezkazgan-geologiya社の結果と直接比較可能であるが、中央鉱体については、日本側の計算方法とZhezkazgan-geologiya社のそれとは全く異なるため直接比較することが不可能であることが判明した。

##### 1-6-1 Zhezkazgan-geologiya社の計算方法

Zhezkazgan-geologiya社の地質学的資源量の計算手法については、昨年度（Phase 1）の報告書で概要を述べたが（第1年次報告書、P.26～27）、その要点は次の通りである。

- (1) 鉱体範囲は原則として試錐による地質、鉱床の状況や、化学分析結果等により決定されている。
- (2) カザフスタン政府の鉱床委員会の決議に基づき、カットオフ品位を決定している（この根拠は不明）。
- (3) 試錐孔間の鉱床層準の対比は、基本的には層序学的になされている。各鉱体ともZhezkazgan層中の鉱床胚胎層準の4-1層準を中心に、カットオフ品位から鉱石区間を抽出している。
- (4) 各々の鉱石タイプの厚さのカットオフは3mである。但し鉱層が3m以下の場合でも高品位の場合は線金属量（鉱層厚さ(m)×品位(%)）を参考にし、鉱石とするか否かを決定している。
- (5) 試錐コアで鉱石の間に母岩を挟む場合は、母岩の累計が4mまでは、挟在層とその上下盤の鉱石との加重平均品位がカットオフ品位以上であれば全体を鉱床としてカウントしている。
- (6) 鉱体の平面的な外郭は、原則として着鉱・非着鉱の各試錐孔間の垂直二等分線を採用している。また着鉱試錐の外側に試錐がない場合は、地質ならびに鉱床条件により、最外部の試錐から50～150mを境界としている。

また同社の計算手順の概要は次の通りである。

- (1) 鉱量（地質学的資源量）の概算は、簡易面積法を使用している。
- (2) 対象金属元素の各試錐孔における平均品位は、分析区分の長さ（厚さ）による加重平均で計算し、鉱石区分の長さは単純合計による。

- (3) 各金属元素のブロック（複数の鉱画の集合体）の平均品位は、各試錐孔の鉱石厚さによる加重平均で計算し、ブロック全体の平均鉱石厚さは、各試錐孔の鉱石厚さの単純平均から求めている。
- (4) ブロックの容積は、鉱体平面積と平均厚さの積としている。なお、ブロックの平面積はプランニメーターを使用し計測している。
- (5) 鉱石重量は、ブロックの容積と鉱石平均密度（2.60ton/m<sup>3</sup>、測定値平均）の積としている。
- (6) 各々の金属量は、鉱石重量と平均品位の積により求めている。

### 1-6-2 日本側調査団の計算方法

昨年度に引き続き日本側調査団も独自に鉱量（地質学的資源量）の概算を実施し、カウンターパートの計算結果のチェックを行った。計算方法には昨年度と同様のポリゴン法を採用し、以下の手順で実施した。

- (1) 鉱石の厚さ、品位などの基本データについては、日本側調査団とカザフ側調査団が入力後、それらの結果を日本側調査団がチェック・修正し、東部鉱体全体と中央鉱体主要部の4-1鉱床層準を中心に独自に鉱画を設定し、鉱量の概算を行った。ジャマンアイバト鉱床における4-1鉱床層準の鉱床の厚さ(m)と銅品位(%)の分布をFigure 2-1-11とFigure 2-1-12にそれぞれ示す。
- (2) 鉱画の設定にはポリゴンを用い、その外形には試錐間の垂直二等分線を用いた(Figure 2-1-13)。
- (3) 計算結果を相互に比較するため、鉱体の外形はZhezkazgangeologiya社のデータを参考とした。
- (4) 鉱石の厚さ(m)および平均品位(%)Zhezkazgangeologiya社の鉱量計算基準を尊重し、カットオフ品位(%Cu)中上等を考慮し算出した。
- (5) 鉱量、金属量の計算は、ポリゴン毎に計算した。平均鉱石密度は、カウンターパートと同じく2.60ton/m<sup>3</sup>を採用した。鉱量計算を行った各ポリゴンの総合図をFigure 2-1-14に示す。
- (6) 中央鉱体については銅鉱と複雑鉱の二種の鉱石タイプとし、計算した。

双方の計算結果をTable 2-1-10およびTable 2-1-11に示す。東部鉱体については、双方の計算結果には、鉱量、品位とも差異が認められる。中央鉱体については、前述の通りカウンターパートと日本側調査団の間で考え方が異なるため日本側の計算結果のみについて以下に述べる。

### 1-6-3 鉱量概算結果

#### 1) 東部鉱体の概算結果

日本側調査団による計算結果では、東部鉱体の全面積は8,747,002m<sup>2</sup>(Zhezkazgangeologiya社計算の8,858,095m<sup>2</sup>に対して98.7%、以下同様)、鉱床の平均厚さは5.15m(4.50mに対して114.4%)、従って東部鉱体の地質学的資源量は117,087,382トン(103,741,698トンに対して112.3%)となった。Cu金属量は1,596,560トン(1,507,290トンに対して105.9%)、またAg金属量は1,262.30トン(1,223.98トンに対して97%)となり、平均品位はCu=1.36%(Cu=1.45%に対して93.8%)、Ag=10.78g/t(11.80g/tに対して91.4%)であった。





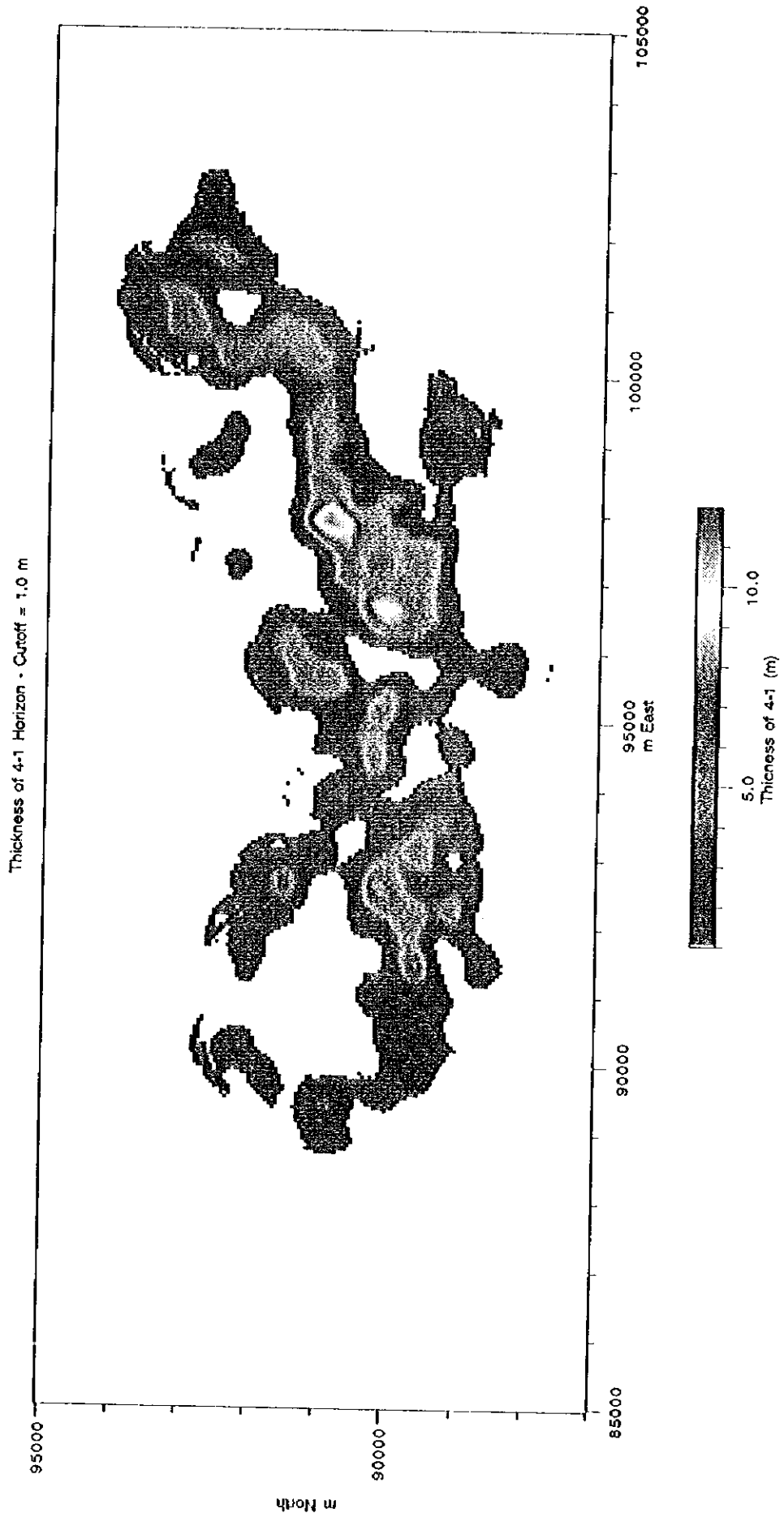


Figure 2-1-11 Contour Map of Ore Thickness(m) of Horizon 4-1 in the Zhamaan-Aibat Ore Deposit



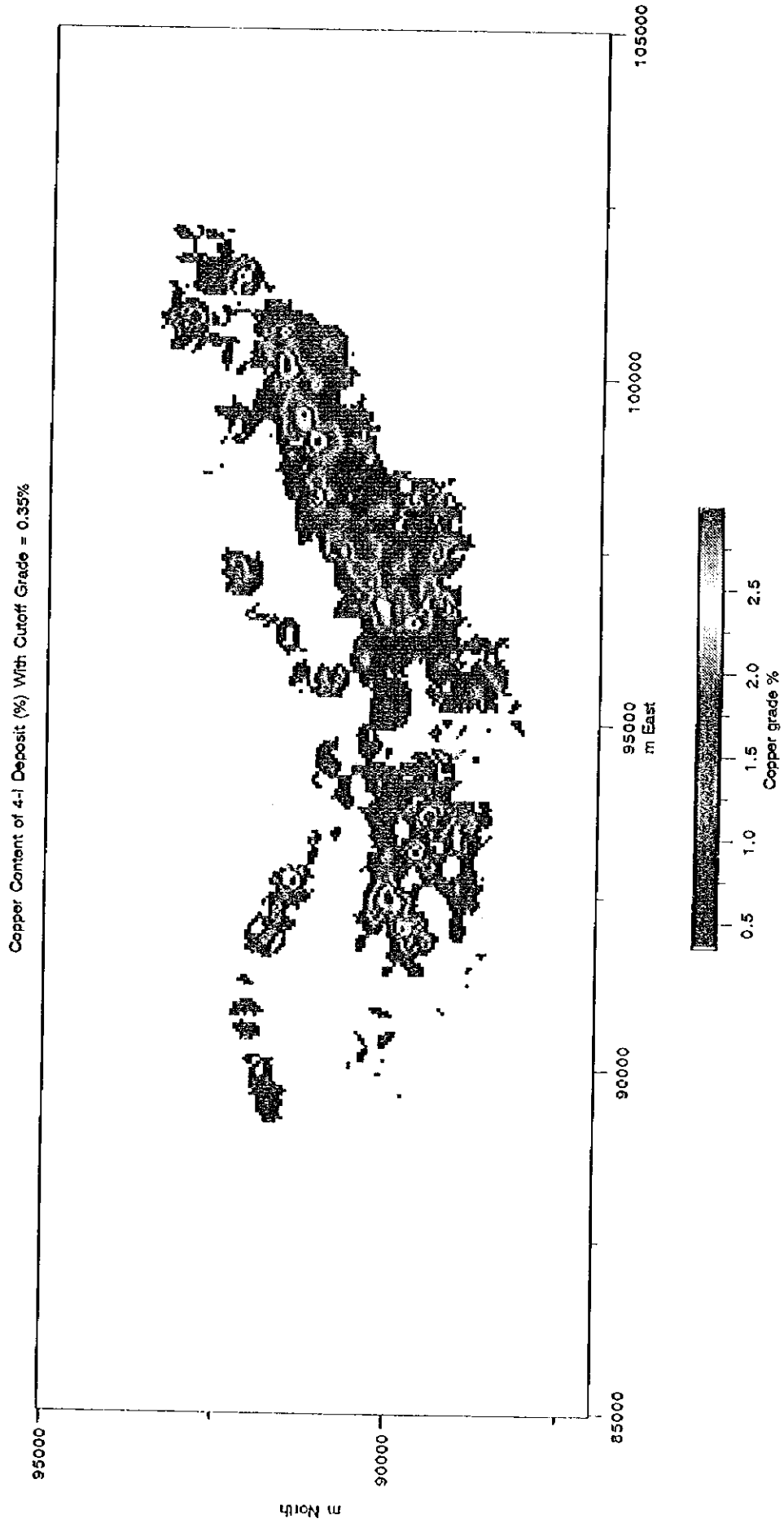


Figure 2-1-12 Contour Map of Copper Grade (%) of Horizon 4-I in the Zhaman-Aibat Ore Deposit

0

0

0





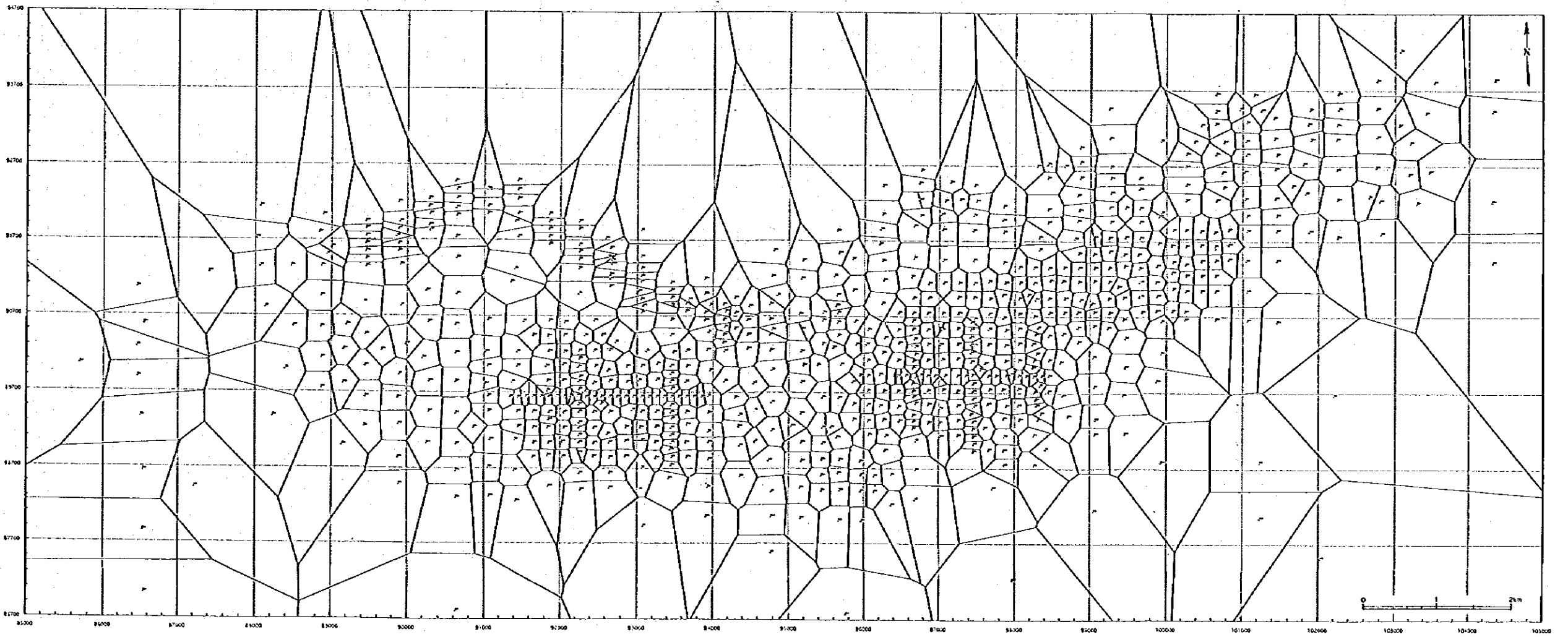
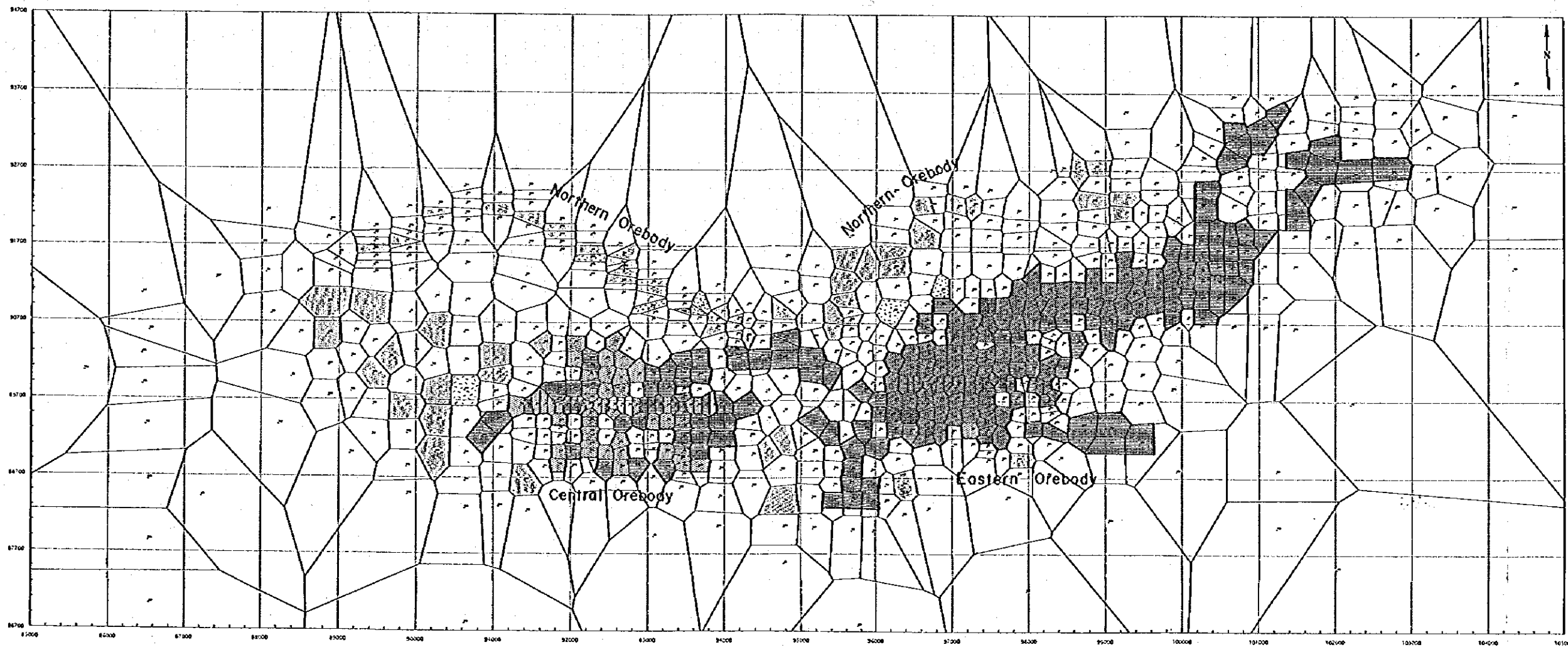


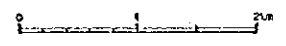
Figure 2-4-13 Polygonal Sub-Blocks of the Zhannan-Aibat Ore Deposit



Report on the Mineral Exploration  
in the Phalar-Azai and Surrounding Area, Republic of Kazakhstan  
(Phase II)

Plate

Japan International Cooperation Agency  
Metal Mining Agency of Japan  
February 1998



- LEGEND
- Copper Ore, not calculated
  - Copper Ore, calculated
  - Copper Ore, calculated (BLOCK-A)
  - Complex Ore, not calculated
  - Complex Ore, calculated
  - Complex Ore, calculated (BLOCK-A)
  - Pb+Zn Ore, not calculated
  - Pb+Zn Ore, calculated
- Copper Ore: 0.4% Cu  
 Copper Ore: 0.3% Cu and 0.6% Pb+Zn  
 Pb+Zn Ore: 1.1% Pb+Zn

Figure 2-1-14 Interpretation Map for the Ore Reserve Estimation of the Eastern and Main Part of the Central Orebody  
-15-66-



Table 2-1-10 Geological (In-Situ) Resources Estimation on the Eastern Orebody of the Zhaman-Aibat Ore Deposit

	Area (sq.m)	Thickness (m)	Ore weight (t)	Cu (%)	Ag (g/t)
Eastern Orebody except BLOCK-A	5,381,676	4.96m	69,387,490	1.04%	11.87g/t
Japanese- Survey Team (1995,96)	BLOCK-A 3,365,326	5.45m	47,699,892	1.84%	9.19g/t
Total	8,747,002	5.15m	117,087,382	1.36%	10.78g/t
Eastern Orebody except BLOCK-A	5,410,699	4.07m	57,311,798	1.17%	14.17g/t
Zhezkazgan- geologiya (1994)	BLOCK-A 3,447,426	5.18m	46,429,900	1.80%	8.87g/t
Total	8,858,095	4.50m	103,741,698	1.45%	11.80g/t

Copper Ore

	Total	Cut-Off Grade				
		1.0%	1.5%	2.0%	2.5%	3.0%
Area (×1000 m <sup>2</sup> )	8,747	5,178	3,286	1,774	1,252	826
Tonnes(×1000)	117,087	64,308	37,283	20,283	12,278	8,383
Cu(%)	1.36	1.94	2.44	3.08	3.64	4.07
Pb(%)	0.05	0.07	0.10	0.09	0.08	0.10
Zn(%)	0.01	0.02	0.02	0.02	0.00	0.01
Ag(g/t)	10.78	15.66	20.26	27.78	32.36	34.09
Cu Metal(×1000ton)	1,597	1,248	921	624	447	341
Pb Metal(×1000ton)	69	47	39	18	9	8
Zn Metal(×1000ton)	21	14	6	5	0	0
Ag(ton)	1,262	1,007	766	563	397	286
Thickness(m)	5.15	4.78	4.43	4.40	3.77	3.90

Table 2-1-11 Geological (In-Situ) Resources Estimation on Main Part of the Central Orebody of the Zhaman-Aibat Ore Deposit

	Area (sq.m)	Thickness (m)	Ore weight (t)	Cu (t)	Pb (t)	Zn (t)	Ag (t)
Cu Ore	1,696,332	3.97	17,505,852	328,542 1.88%	53,523 0.31%	12,825 0.07%	184.97 10.57g/t
Complex Ore	1,172,863	5.77	17,599,690	271,169 1.54%	311,434 1.77%	57,289 0.33%	192.59 10.94g/t
Total	2,869,194	4.71	35,105,542	599,711 1.71%	369,957 1.04%	70,114 0.20%	377.56 10.75g/t

Total

	Cut-Off Grade					
	Total	1.0%	1.5%	2.0%	2.5%	3.0%
Area (×1000 m <sup>2</sup> )	2,869	1,606	1,214	747	523	328
Tonnes(×1000)	35,106	18,549	15,132	10,765	7,923	5,076
Cu(%)	1.71	2.67	3.02	3.58	4.06	4.80
Pb(%)	1.04	1.16	1.11	0.95	0.99	0.79
Zn(%)	0.20	0.20	0.22	0.24	0.30	0.03
Ag(g/t)	10.75	14.54	15.27	16.41	18.78	22.47
Cu Metal(×1000ton)	600	496	456	385	322	244
Pb Metal(×1000ton)	370	215	168	102	78	40
Zn Metal(×1000ton)	70	38	34	26	23	1
Ag(ton)	378	270	231	177	149	114
Thickness(m)	4.71	4.44	4.79	5.54	5.82	5.95

双方の結果を比較すると、鉱床の平均厚さと平均品位に差異が認められるが、この理由は(1)日本側調査団は鉱量計算基準にのっとり” 中品” と” カットオフ品位”などを重視しているのに対し、カウンターパートは鉱量計算担当者の個人の判断を重視し、鉱石とズリの区分を行っていること、また(2) Zhezkazgancologiya社の計算には、1994～1995年の試錐データを使用していないことなどが挙げられる。しかし現時点における”地質学的資源量”の評価段階においては特に問題とならない。

## 2) 中央鉱体の概算結果

日本側調査団による計算結果では、中央鉱体主要部の全面積は2,869,194㎡、平均厚さは4.71m、資源量は35,105,542トン、銅金属量は599,711トン、鉛金属量は364,957トン、亜鉛金属量は70,114トン、銀金属量は377.56トンとなり、従って平均品位はCu=1.71%、Pb=1.04%、Zn=0.20%、Ag=10.75g/tとなった。このうち中央鉱体を代表する複雑鉱については、面積1,172,863㎡、平均厚さ5.77m、資源量17,599,690トンとなり、従って平均品位はCu=1.54%、Pb=1.77%、Zn=0.33%、Ag=10.94g/tとなった。

中央鉱体には、銅鉱、複雑鉱、鉛-亜鉛鉱など各種の鉱石タイプの鉱層が互いに累重し分布する。Zhezkazgancologiya社の計算は、各々の鉱石タイプ毎に鉱量を計算し集計している。しかしこの鉱床の探鉱や選鉱を考えると、各鉱石タイプを選択的に採掘することは非現実的であり、同社の計算結果と日本側のそれと直接比較することは不可能である。

### (参考)

中央鉱体については現在、Zhezkazgancologiya社で鉱量計算を実施中であるが、本プロジェクト開始時の鉱量概算結果は、鉱量29.8百万トン、平均品位はCu=2.08%、Pb=1.16%、Zn=0.06%、Ag=13.72g/t (カットオフ品位; Cu=0.4%)、平均鉱厚は3.05mであった。

## 第2章 ボーリング調査

### 2-1 調査概要

ジャマンアイバト地域において、層序、鉱床の産状等を把握、確認するために、試料採取を目的としてMJK-1ボーリング1孔を実施した。また鉱化帯のコアサンプルを使用して選鉱試験も実施した。

掘削日程を、下記に示す。

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

MJK-1孔井の掘削地点の座標(Figure2-2-1)、掘削深度および傾斜等を下表に示す。

Location of Diamond Drilling Hole

DDH Number	Coordinates		Elevation above sea level (m)	Inclination	Hole Depth (m)
	X	Y			
MJK-1	96.570	90.210	357.04	Vertical	650.5

### 2-2 調査方法

#### 2-2-1 ボーリングの掘削工程

MJK-1孔のボーリング掘削工程をAppendix 2に示す。

ボーリング技術者の日程は下記のとおりである。

動員 (東京～ジェズカズガン)	: 平成7年7月30日～平成7年8月 2日
調査準備およびボーリング契約 (ジェズカズガン)	: 平成7年8月 2日～平成7年8月11日
ボーリング位置決めおよび掘削作業の監督 (ジャマンアイバト)	: 平成7年8月12日～平成7年8月22日
データ整理 (ジェズカズガン)	: 平成7年8月22日～平成7年8月23日
撤収 (ジェズカズガン～東京)	: 平成7年8月24日～平成7年8月28日



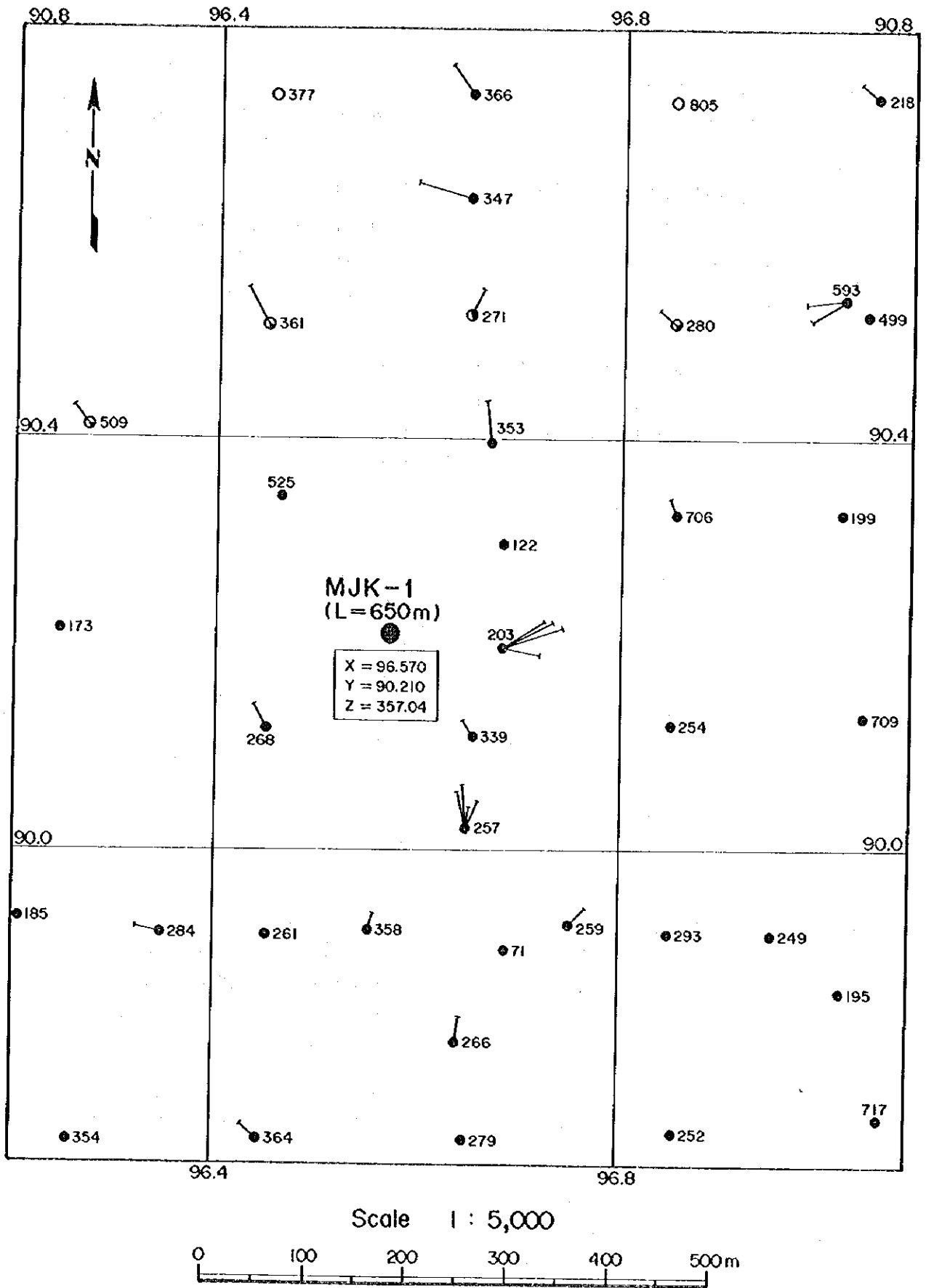


Figure 2-2-1 Location Map of Drill Hole "MJK-1"

### 2-2-2 ボーリング作業と人員構成

ジャマンアイバト地域のボーリングは、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。

作業期間は、平成7年8月13日から平成7年8月26日までの14日間であった。

ボーリング孔の掘削は、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時間稼動)で行われた。作業従事者は、全員15日シフトで交替した。

Zhezkazgangeologiya社の人員(ジャマンアイバト地域)は、下記のとおりである。

現場責任者 (キャンプマネージャー)	1名
現場副責任者 (チームリーダー)	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

### 2-2-3 使用機器及び機材・用水の運搬

使用機器をAppendix 3、消耗品およびダイヤモンドビットの使用状況をAppendix 4に示す。

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(5m<sup>3</sup>)を使用しボーリング現場の北方約7km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。用水運搬延時間は、83時間30分、運搬水量は、252m<sup>3</sup>であった。

電力は、WJK-1孔から500m離れた電柱(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。

### 2-2-4 掘削工法

掘削工法として、普通工法(深度0~38.3m)とワイヤーライン工法(深度38.3~650.5m)を採用した。

ケーシングプログラムは、下記の通りである。

深度0～4m間	112mmマルクワン掘削（普通工法） 108mmケーシング挿入
深度4～38.3m間	93mmマルクワン掘削（普通工法） 89mmケーシング挿入
深度38.3～650.5m間	59mmダットビット掘削（ワイヤーライン工法）

地質状況は全般に砂岩とシルト岩の互層からなり(Appendix 6)、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。

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。

掘削工程図をAppendix 2に、ボーリング作業の総括表をAppendix 5に示す。

### 2-3 調査結果

試錐MJK-1の地質柱状図(1/200)をAppendix 6に、また鉱化帯および周辺部の詳細柱状図(1/50)をFigure 2-2-2にそれぞれ示す。MJK-1の地質概要は下記の通りである。

#### 2-3-1 MJK-1の地質

- 0 ～238.0 m : 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5cm)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。
- 238.0 ～403.2 m : 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。
- 403.2 ～403.45m : 緑灰色細粒砂岩や、凝灰岩質。“灰色砂岩”出現。
- 403.45～438.8 m : 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。
- 438.8 ～592.5 m : 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。
- 592.5 ～597.6 m : 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。
- 597.6 ～608.27m : 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)
- 608.27～609.30m : 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層。
- 609.3 ～650.5 m : 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)(終掘) を挟む。基質は炭酸塩鉱物でセメンティング。Taskuduk層の最上部に相当。

[The page contains extremely faint and illegible text, likely bleed-through from the reverse side of the document. The text is too light to transcribe accurately.]

0

0

0



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	591.13-592.16m	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	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
	592.72		0.06	0.07	0.02	0.7	< 1	0.74	
593	592.70-593.12m	592.70-593.12m: Alternating beds of medium grained sandstone and siltstone. Weak pyrite dissemination is observed only in the sandstone layers.	593.00	0.03	0.03	0.03	0.3	< 1	0.74
	593.12		0.03	0.03	0.03	0.3	< 1	0.74	
594	593.12-593.95m	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	
595	594.00-594.64m	594.00-594.64m: Gray, massive sandstone, pyrite dissemination and concretions observed at the interval from 594.50 to 594.64m.	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	594.64-595.25m	594.64-595.25m: Light gray, sandstone (arenite) with carbonaceous cement, with horizontal graded bedding structure (coarse-medium-fine-muddy).	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	595.25-595.80m	595.25-595.80m: Brown, massive, medium grained sandstone including mudstone patches.	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	595.80-598.40m	595.80-598.40m: Light gray, sandstone (arenite) with horizontal graded bedding structure, very fine grained pyrite disseminated.	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	598.40-597.60m	598.40-597.60m: Pale greenish gray (598.4-598.9m) - dark gray (597.6-597.9m), laminated sandstone with graded bedding structure. Pyrite dissemination (including a small quantity of chalcocite) is observed at the coarse-medium grained sandstone.	599.03	0.32	0.02	0.22	1.0	6	0.86
	599.21		2.02	0.03	0.02	6.9	1	1.36	
600	597.60-598.50m	597.60-598.50m: 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.	599.21	1.18	0.08	0.02	6.9	1	1.35
	600.02		14.50	1.82	0.02	37.4	9	4.78	
601	598.50-598.85m	598.50-598.85m: Light gray, medium grained sandstone with irregular shaped mud balls. Pyrite dissemination is observed at the bottom of the layer.	600.02	0.51	3.27	0.01	3.4	11	0.69
	600.40		1.54	1.04	0.01	7.9	11	0.62	
602	600.12-602.75m	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.	600.77	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	602.75-604.65m: 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
	604.15		1.34	< 0.01	0.01	6.9	2	0.40	
605	605.00	605.32-606.87m: 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-Chalcopyrite (grain size: 0.5-1mm) is described within the interval 605.75-605.85m. This layer of very coarse grained sandstone (including fragments of mudstone) is observed within the interval 606.77-606.87m.	604.15	2.35	< 0.01	< 0.01	14.4	< 1	0.68
	605.20		3.50	< 0.01	< 0.01	23.7	< 1	1.02	
606	606.77	606.87-608.27m: Dark gray, medium grained sandstone, with horizontal graded bedding structure. Very weak Dissemination by pyrite is observed within the interval 607.50-607.98m.	605.34	10.30	< 0.01	< 0.01	38.7	4	2.61
	606.87		2.62	0.03	< 0.01	16.1	< 1	0.76	
607	607.45	607.50-607.98m: Reddish brown, siltstone with indistinct bedded structure. Calcite concretions with size 0.3 x 0.6cm are observed. No mineralization observed.	605.61	1.83	< 0.01	< 0.01	12.0	2	0.57
	607.00		0.02	< 0.01	0.01	0.3	< 1	0.13	
608	607.98	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.	606.50	0.02	< 0.01	0.01	0.3	< 1	0.09
	608.00		0.02	< 0.01	0.01	0.0	< 1	0.13	
609	608.50	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.	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	
610	610.37	610.75m- : Reddish brown, siltstone with indistinct bedded structure. Calcite concretions with size 0.3 x 0.6cm are observed. No mineralization observed.	609.50	0.04	0.03	0.01	0.3	< 1	0.04
	610.58								
611	610.75								

**LEGEND**

- ROCK FACIES**
- Dark gray siltstone
  - Brown siltstone
  - Fine grained sandstone
  - Medium grained sandstone
  - Coarse grained sandstone
  - Granule conglomerate
  - Pebble conglomerate

- STRUCTURE**
- Thinly bedded siltstone
  - Including gravels
  - Slumping
  - Graded bedding
  - Massive

Figure 2-2-2 Detailed Geological Logging for Mineralization Zone of Drill Hole "MJK-1" (1/50)



MJK-1試錐の結果、鉱床層準の層位および鉱化作用のタイプが確認され(Figure 2-2-3および2-2-4)、鉱床評価のための有益なデータを入手した。

### 2-3-2 鉱化作用

主たる銅の鉱化は、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。主鉱化帯の層準は、Zhezkazgan層中の中で最も優勢な銅鉱化層準である4-1に対比される。鉱化帯の概要は次の通りである。

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： 珪化、緑泥石化

## 2-4 室内試験結果

### 2-4-1 化学分析

#### 1) 化学分析

##### (1) サンプルングおよび分析方法

ボーリングコアの着鉱部およびその上盤、すなわちボーリング深度で435m以深、ならびに下盤、すなわち642.3m以浅から、76サンプルを、またMJK-1の鉱化と比較・検討を行うため、操業中のジェズカズガン鉱山を代表する4サンプルを選定した。

サンプルング間隔は、598.0m~605.78mの主鉱化帯では岩相および鉱化の状況により幅0.13m~0.98m、またこれより上盤の435m~585m間では5m毎に幅約0.3mを、さらに591m~598mでは連続で0.5m毎にそれぞれサンプルングを実施した。また主鉱化帯の下盤の605.78m~610mでは0.5m間隔で、さらにこれより深部642.3mまでサンプルングを実施した(Appendix 6)。



1. The first part of the document discusses the importance of maintaining accurate records of all transactions. This includes not only sales and purchases but also the various expenses incurred in the course of business. Proper record keeping is essential for determining the true financial position of the company and for identifying areas where costs can be reduced.

2. The second part of the document deals with the issue of depreciation. It explains how the cost of long-lived assets should be allocated over their useful lives. This is done by calculating the depreciation expense for each period, which is then recorded as a debit to the depreciation expense account and a credit to the accumulated depreciation account.

3. The third part of the document discusses the treatment of intangible assets. These are assets that have no physical form but still have value, such as patents, trademarks, and goodwill. The cost of these assets is amortized over their useful lives, and the amortization expense is recorded as a debit to the amortization expense account and a credit to the intangible asset account.

4. The fourth part of the document discusses the treatment of liabilities. It explains how the liability accounts should be maintained and how the interest expense on these liabilities should be calculated and recorded. This is done by debiting the interest expense account and crediting the interest payable account.

5. The fifth part of the document discusses the treatment of equity accounts. It explains how the equity accounts should be maintained and how the dividends should be calculated and recorded. This is done by debiting the dividends account and crediting the retained earnings account.

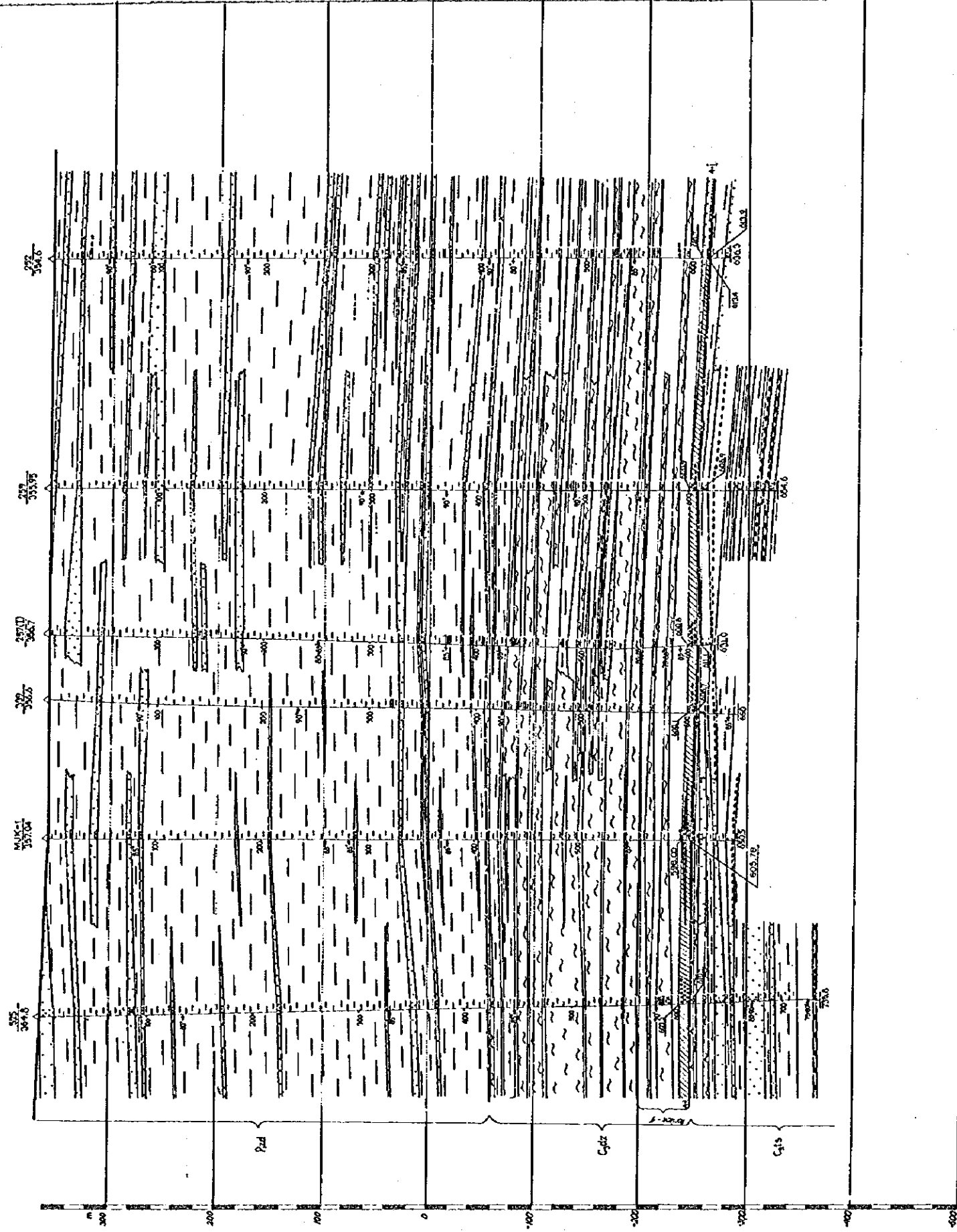
0

0

0



SCHEMATIC GEOLOGICAL CROSS-SECTION (525-MJK-1-339-252(U)-259-252)



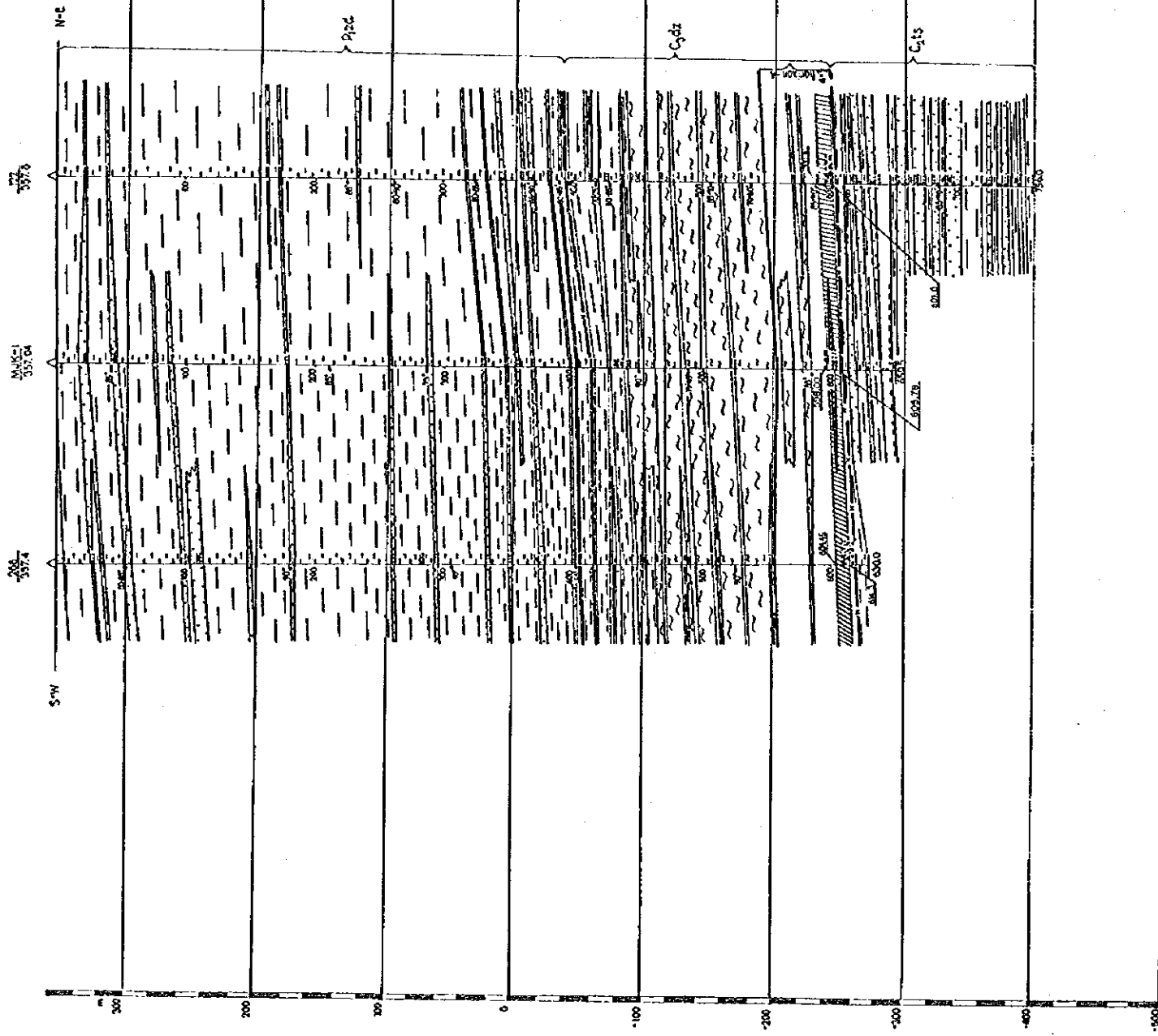
LEGEND

- Aleuolite aleurosandstone, fine-grained sandstone  
1. red  
2. gray
- Fine-coarse-grained sandstone  
1. red  
2. grayish-red  
3. reddish-gray  
4. gray
- Conglomerate, griststone  
1. intraterritorial  
2. interterritorial ('Raimundo')
- Ore  
1. copper ore (balanced)  
2. complex ore (balanced)  
3. copper ore (off-balanced)
- 1. Boundary of horizon  
2. Boundary of formations

Well no	Intercalation horizon		COC recovery		gradc				Ore type	Deposit	Commercial characteristics		
	From	To	m	%	Q <sub>100</sub>	P <sub>100</sub>	2 <sub>100</sub>	3 <sub>100</sub>				4 <sub>100</sub>	5 <sub>100</sub>
525	602.3	610.5	8.2	100	1.39	0.23	0.14	1.63	4.23	1.39	0.86	4-1	Balance
339	602.1	608.7	6.6	100	2.76	-	-	0.70	8.10	0.86	-	4-1	Balance
257 (2)	602.3	611.1	10.3	100	2.11	-	-	-	5.93	-	-	4-1	Balance
259	600.9	603.9	3.0	100	1.01	-	-	0.33	3.88	0.71	-	4-1	Balance
252	610.7	615.4	4.7	94	0.39	-	-	0.06	1.53	0.09	-	4-1	Balance
MJK-1	615.4	615.9	0.5	100	3.04	-	-	0.33	17.0	0.75	-	4-1	Balance
MJK-1	606.0	600.76	7.76	97	3.78	1.17	0.03	1.12	22.7	1.47	-	4-1	Balance

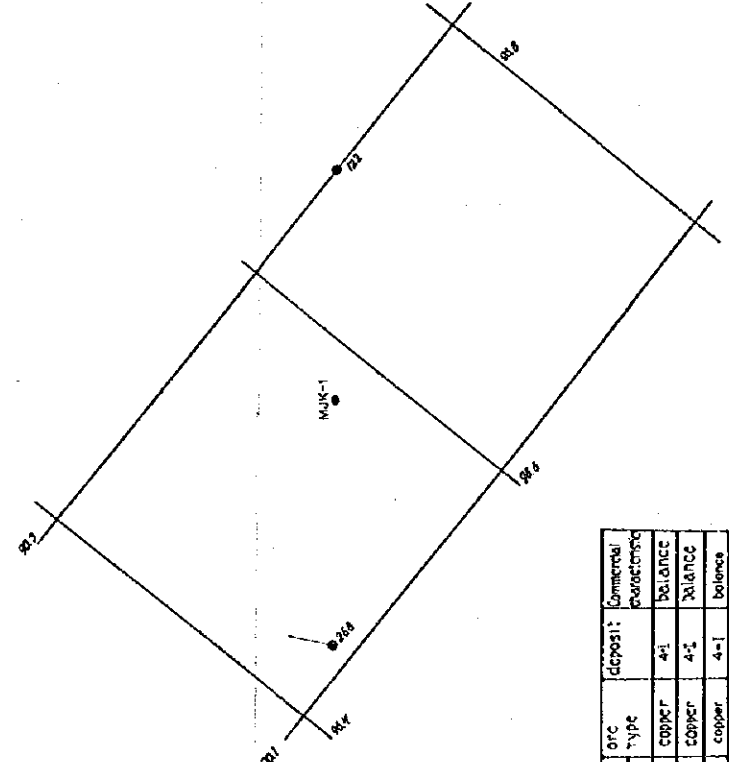
Figure 2-2-3 Geological Cross-Section along Line DDH525(Northwest)-DDH522(Southeast)

SCHMATIC GEOLOGICAL CROSS-SECTION (268-MJK-1-122)



LEGEND

- Aleuolite**  
aleurolite  
fine-grained sandstone  
1. red  
2. gray
- Fine-coarse-grained sandstone**  
1. red  
2. grayish-red  
3. reddish-gray  
4. gray
- Conglomerate, griststone**  
1. Intraterritorial  
2. Interterritorial ("Raimundo")
- Ore**  
1. copper ore (balanced)  
2. complex ore (balanced)  
3. copper ore (off-balanced)
- Boundary of horizon**  
1.  
2. Boundary of formations



Well no	Section of investigation		COPC recovery		grade					deposit		Commercial production			
	From	To	m	%	Cu %	Pb %	Zn %	Ag %	Bi %	type	4%	balance	4%	balance	
268	594.45	645.3	9.65	100	2.26	0.05	-	0.89	7.68	0.66	COOPER	4%	balance	4%	balance
122	599.6	601.0	11.4	101	88	2.13	-	1.19	9.34	0.74	COOPER	4%	balance	4%	balance
MJK-1	598.06	603.78	7.78	7.55	97	3.78	1.17	0.03	11.2	22.7	1.47	copper	4-1	balance	



Figure 2-2-4 Geological Cross-Section along Line DDH268(Southwest)- DDH122(Northeast)



分析した元素および分析方法は下記の通りである。

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

## (2) 分析結果

80サンプルの化学分析結果をAppendix 7に示す。

主鉍化帯中では、Cuの最大値はCu=15.3%、最小値はCu=0.32%、加重平均品位はCu=3.78%であった。Pbについては、最大値はPb=6.54%、最小値はPb=0.01%以下、加重平均品位はPb=1.17%、またZnについては、最大値はZn=0.22%で、鉍化帯中ではほとんどがZn=0.01%以下で加重平均値はZn=0.03%であった。Agの最大値はAg=118.6g/t、最小値はAg=1.0g/t、加重平均品位はAg=22.7g/t、またReについては、最大値がRe=40ppm、最小値がRe=1ppm以下で加重平均値はRe=11.2ppmであった。

### 2) 全岩分析結果

MJK-1の深度440m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。いずれも灰白色砂岩("Grey sandstone")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(%)も92.19%と低くなっている。分析結果をAppendix 8に示す。なお、N22J3およびN26J3は、鉍化帯中から採取したものである。

鉍化を受けていない砂岩と鉍化を受けた砂岩とを比較すると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。

## 2-4-2 顕微鏡による観察およびE PMAによる定性分析

### 1) 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 12および13に示す。なお95-TS-06は、鉍化帯中の深度601.5mから採取したものである。これ

らのうち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、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、これはジャマンアイバト鉱床の鉱化を代表するものである。

## 2) 鉱石研磨片による観察結果

MJK-1の着鉱部から9サンプル、また操業中のジェズカズガン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 9および10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、ダイジェナイト、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ェナイト、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（Appendix 9および10）。

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。操業中のジェズカズガン鉱山の超高品位銅（Cu≒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（Cu≒1.0~5.0%）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鉱物が濃集し分布することがあるが、この場合の銅品位は、Cu=10~15%と高品位を示す。

## 3) EPMAによる定性分析および半定量分析結果

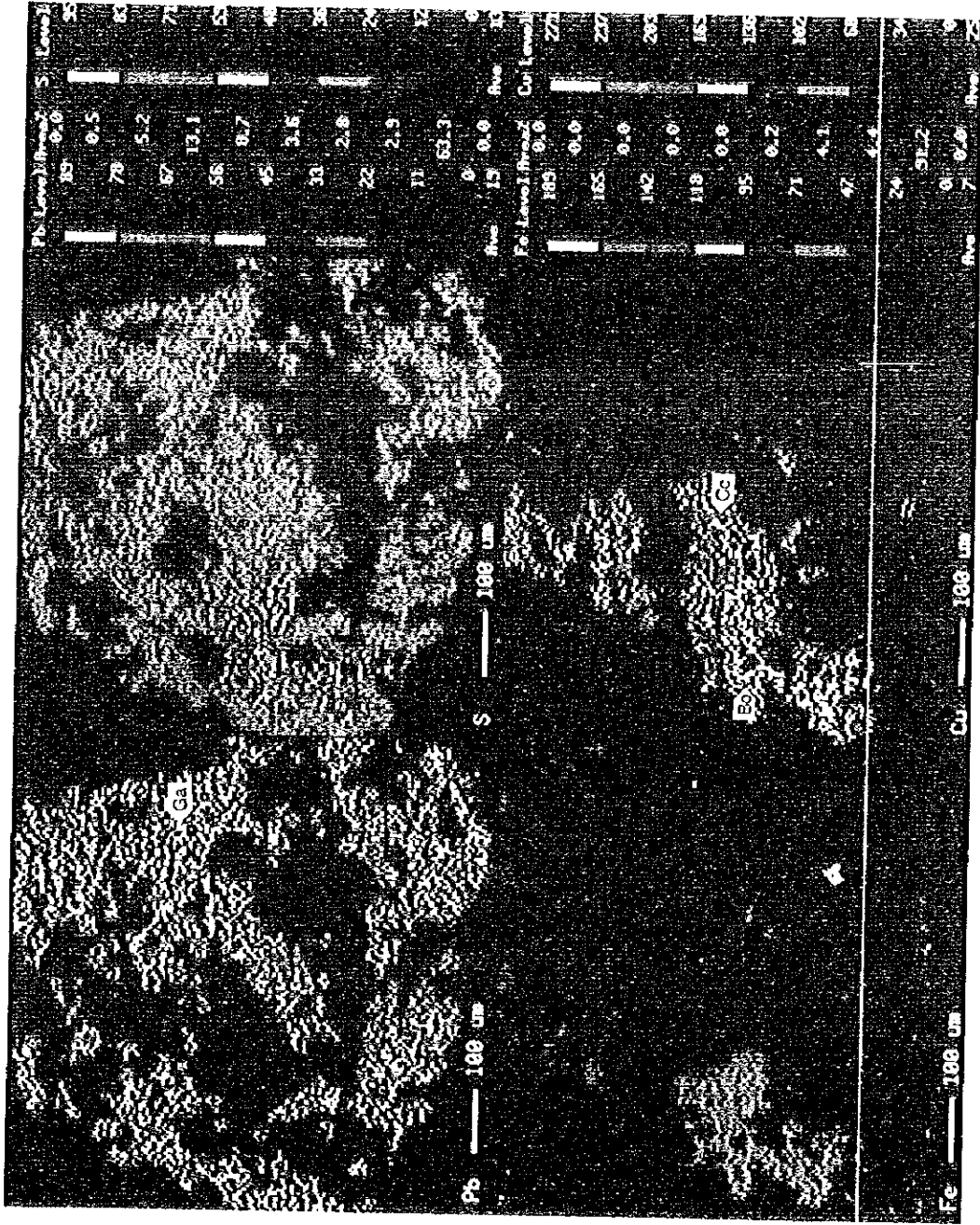
上記の鉱石研磨片から代表的な3サンプルについてEPMAによる鉱石鉱物の定性分析を行い、主要元素の特性X線カラーマッピングを行った（Figure 2-2-5(1)、2-2-5(2)および2-2-6）。また一部の鉱物については、半定量分析を実施し、鉱物の同定を行った。これらの結果は下記の通りである。

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。ジェズカズガン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。





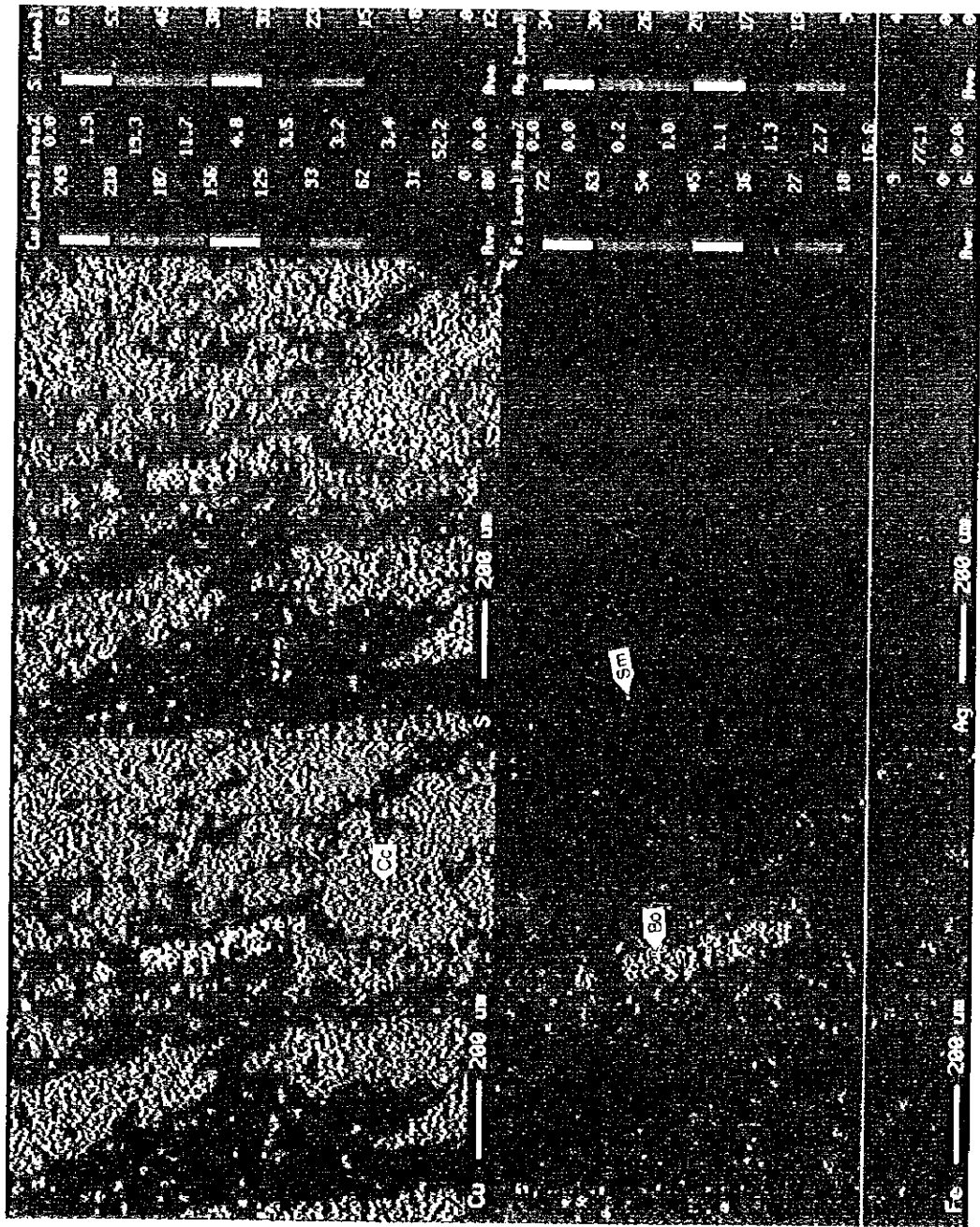




Sample No. : 95-EP-01  
 Location : Eastern Orebody  
 DDH : MJK-1  
 Depth : 600.0m  
 Field code : No. 19  
 Ore type : Cu ore  
 Minerals :  
           Cc : chalcocite  
           Bo : bornite  
           Ga : galena

Figure 2-2-5 (1) Electron Microprobe X-ray Color Image of Cu Ore by Drill Hole MJK-1 in the Eastern Orebody

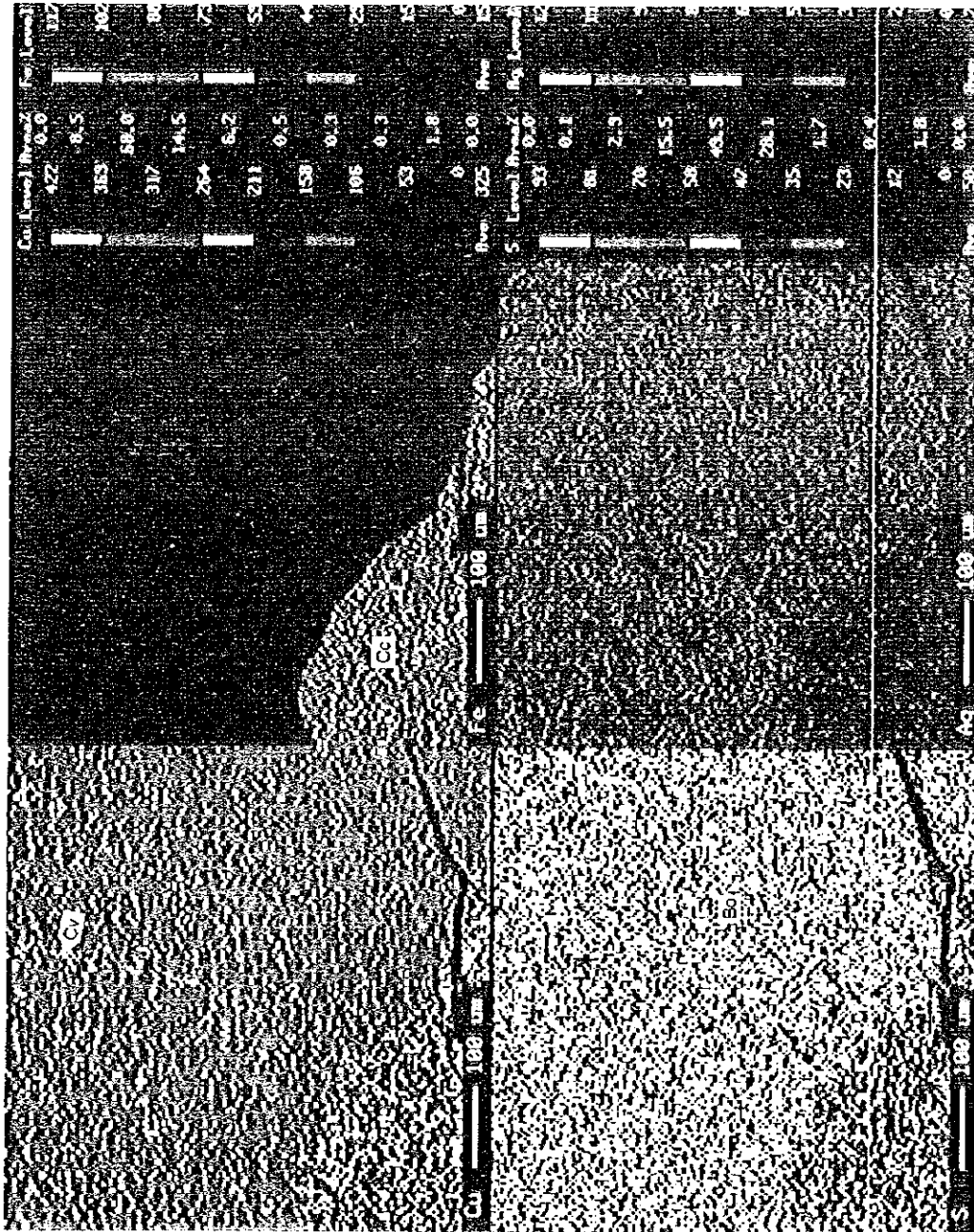




Sample No. : 95-EP-02  
 Location : Eastern Orebody  
 DDH : MJK-1  
 Depth : 602.00m  
 Field code : No.23  
 Ore type : Cu ore  
 Minerals :  
     Cc : chalcocite  
     Bo : bornite  
     Sm : stromeyerite

Figure 2-2-5 (2) Electron Microprobe X-ray Color Image of Cu Ore by Drill Hole MJK-1 in the Eastern Orebody





Sample No. : 95-EP-03  
 Location : Zhezkazgan South Mine  
 Ore type : Cu Ore  
 Minerals :  
           : chalcocite  
           : bornite  
           : covellite

Figure 2-2-6 Electron Microprobe X-ray Color Image of the High Grade Ore in the Zhezkazgan Mine

( )

( )

( )

### 第3章 採鉱技術および採鉱コストの現状調査

本プロジェクトの最終目標はジャマンアイバト鉱床の鉱床評価を行うことである。プロジェクトの最終年度に当たる米年度は本鉱床の可採鉱量の計算、鉱床開発の概念設計を実施することになっている。そこで本年度は、鉱床の賦存状況が最も類似したジェズカズガン鉱山の操業状況、採鉱技術、操業コスト等を調査した。特に今年度は最深部を採掘している南鉱山を中心に調査を実施した。選鉱については一部調査を実施した。

#### 3-1 操業の概況

ジェズカズガンCu鉱床はジェズカズガンツベットメット(Zhezkazgantsvetmet)社とその傘下の製錬所の位置するジェズカズガン市(人口15万人)の北西25kmにあるサトパエフ市(Satpayev:人口18万人)に位置する。鉱床は南北5km、東西12.5kmに亘って層状に拡がっており(Figure2-3-1)、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(Figure2-3-2)。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アニススキ坑(計画400万トン/年)を開発中である。

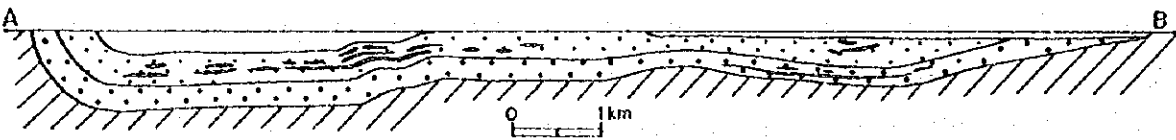
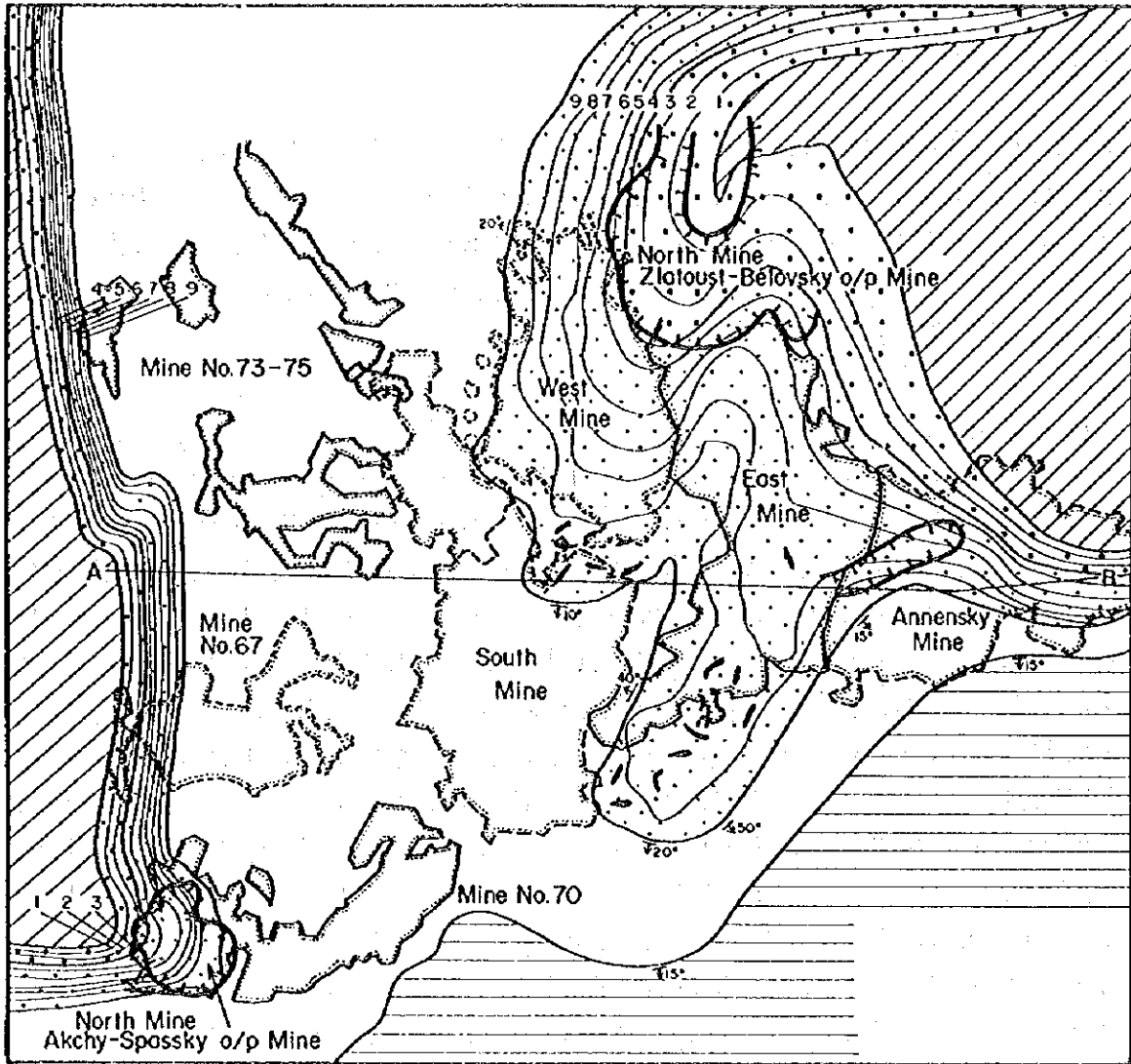
本地域は古くから銅鉱石の生産で知られていた。18世紀から文献に登場し、19世紀後葉より組織的な採掘が行われていたが、大々的な開発は1930年代のKyanysh Satpayev等による採鉱の後である。第2次世界大戦後、ソ連邦の隆盛に追随して、コンビナートは拡大、増産を繰り返し、旧ソ連邦最大の銅の採掘-製錬-貫コンビナートに発展した。その後、旧ソ連邦の解体とともに生産量は低下していたが、本年、韓国の三星グループが経営に参加、立て直しが期待されている。

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Cu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5~7km<sup>2</sup>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Table2-3-1に示す。また、ジェズカズガン鉱山の操業概況をTable2-3-2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Table2-3-3に示す。

採掘方法は露天掘については、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





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   |  |                          |

Figure 2-3-1 Mining Areas of the Zhezkazgan Mine



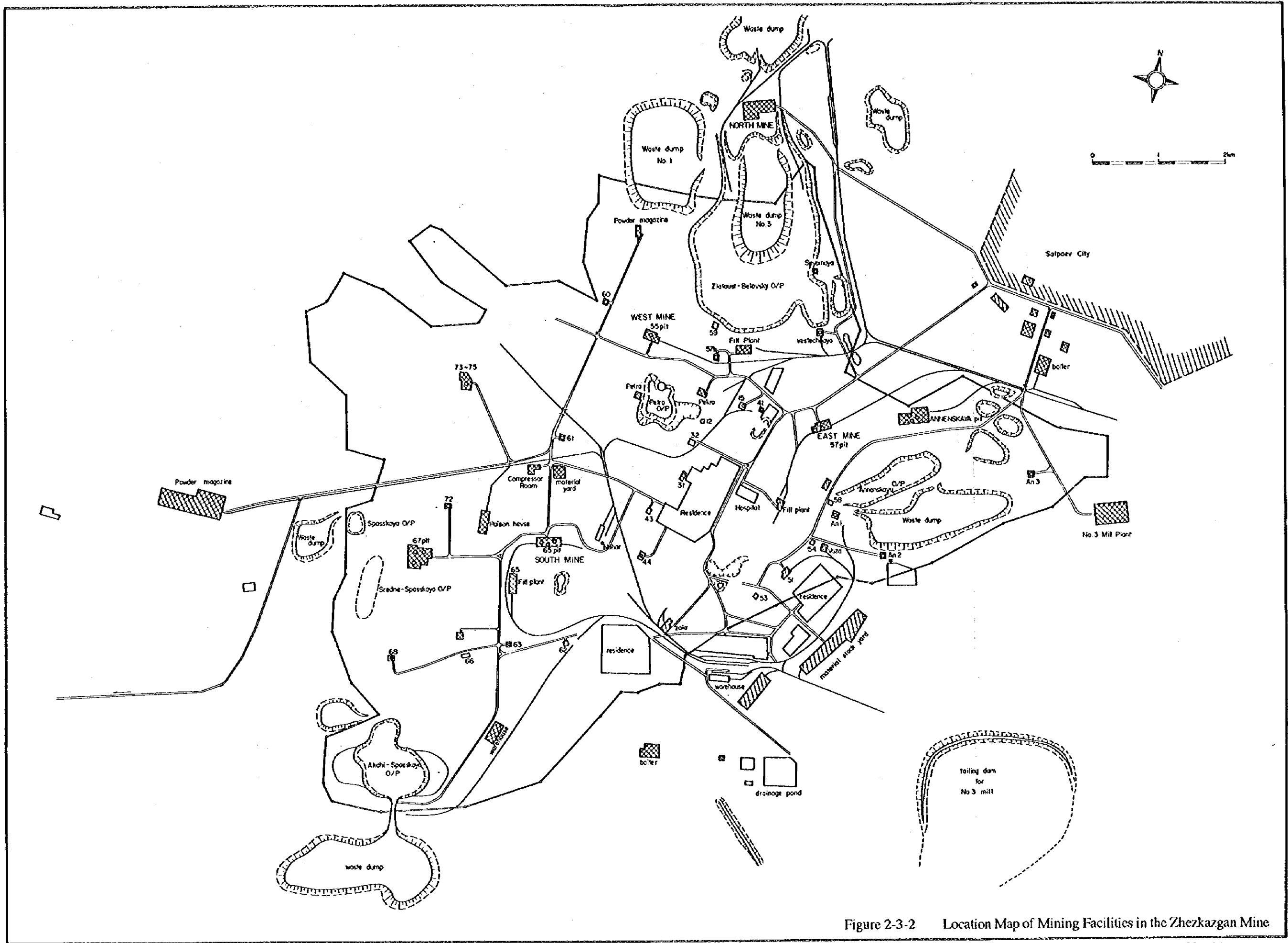


Figure 2-3-2 Location Map of Mining Facilities in the Zhezkazgan Mine



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。ジェズカズガン鉱山のオープンピット方式による露天掘り鉱山と出鉱量、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、ジェズカズガンの場合は、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(Figure 2-3-3)。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、モスクワのジプロツベットメット (Giprotsvetmet) 研究所で作成された技術指導書に準じたものがある。

本年度に実施した現地調査では、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 2-3-4および2-3-5に示す。採鉱コストについては、第II部第3章を参照されたい。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356～418Tenge、露天掘では261TengeでこれらはそれぞれUSS6～7とUSS4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。

Table 2-3-1. ジェズカズガン鉱山の生産量

	1994年の実績		1995年の計画		残存鉱量	
	千トン	%Cu	千トン	%Cu	千トン	%Cu
東鉱山	4,401	1.15	5,200	1.00	*62,855	1.29
西鉱山	2,531	1.11	3,000	0.84	37,768	1.02
南鉱山	4,746	1.06	6,000	1.10	136,224	1.09
北鉱山	5,162	0.64	3,850	0.52	61,434	0.68
計	16,840	0.96	18,050	0.90	298,281	1.04

\*アニンスキ坑分のみで本鉱分は不明

Table 2-3-2. ジェズカズガン鉱山の操業概況(1)

鉱山名	東 鉱 山	西 鉱 山	南 鉱 山	北 鉱 山
生産開始年	1967年	1965年	1975年	1956年
生産量('95計画 千t/年)	5,200	3,000	6,000	KZB 1250 0.44%Cu
品位 (%Cu)	1.00	0.84	1.10	ACK 2600 0.60%Cu
品位 (%Cu)	0.4	0.4	0.4	0.2
日産 (t/日)	17,049	9,836	19,672	12,623
残存鉱量 (千t)	アニンスキ	37,764	136,224	61,434
'94末 (%Cu)	62,855 1.29%Cu	1.02	1.09	0.68
従業員数 計	2,200	701	2,032	1,712
採鉱作業者	NA	237	223	250
間接作業者	NA	322	1,471	1,255
管理、技術者	300	142	338	207
操業時間 (日/年)	305	305	305	350
(時間/方)	6	6	6	12
(方/日)	3	3	3	2
スキップ立坑	5 7.5 7 bis 4 2	5 5 3 1	4 5, 6 5, 6 7	
採鉱法	Panel & Pillar Room & Pillar Slicing	Panel & Pillar	Panel & Pillar Room & Pillar Slicing	Open Pit Stripping Ratio W/O-7.8
採掘実収率 (%)	82.7	80.4	82.8	96.0
ズリ混入率 (%)	5.7	6.3	5.2	7.4
採鉱切羽の深度(地表下:m)	420	320	450	280
ピラーの寸法 (直径:m)	8~12	8~12	8~12	
ピラーの間隔 (m)	20	20	20	
最大採掘高 (m)	18	18	18	ハツ高 15m
最小採掘高 (m)	4	4	4	ハツ幅 10m
一発破採掘高 (m)	7	7	7	ピット傾斜 42度
爆薬原単位 (kg/ton-ore)	2.4	2.2	1.9	1.55
穿孔径・穿孔長	43mm×4m	43mm×4m	43mm×4m	250mm×18m
抵抗線・孔間隔	1m	1m	1m	3~4m×6~8m

Table 2-3-2. ジェズカズガン鉱山操業概況(2)

鉱山名	東 鉱 山	西 鉱 山	南 鉱 山	北 鉱 山
充填材料	1次) スライム+セメント 2次) 掘進ズリ *地表陥没対策	1次) 掘進ズリ *地表陥没対策	1次) スライム+セメント 2次) 掘進ズリ *地表陥没対策	
支保方法	コンクリート型ロックボルト φ16~18×2~3m ショットクリート(t=20mm)	コンクリート型ロックボルト φ16~18×2~3m ショットクリート(t=20mm)	コンクリート型ロックボルト φ16~18×2~3m ショットクリート(t=20mm)	
重機台数				
ドリル	NA	21	47	22
フロントエンドローダー	NA	7	13	エクスパンダー 32
ギャザリングローダー	NA	12	25	2
ダンプトラック	NA	20t -- 24	20t -- 54 40t -- 1	40t -- 56 110t -- 16
立坑数	13	11	13	
メイン立坑の深度 (m)	400	300	450	
立坑径 (Φ:m)	5.5~7.0	4.5~7.0	6.0~7.0	
立坑巻揚機の総出力(kW)	12,450	3,550	11,250	
通気量 (m <sup>3</sup> /分)	107,400	52,200	93,600	
排水量 (m <sup>3</sup> /時)	625	208	504	
電力使用量 (MWH/月) 1USS=60Tenge	7,000	3,500	8,300	
生産コスト (シカ/ton-ore)	356	418	414	261
<7月実績> (US\$/ton-ore)	5.9	7.0	6.9	4.3

NA : Not Available

Table 2-3-3. ジェズカズガン選鉱場の操業概況

	No. 1	No. 2	No. 3
建設年	1953年	1971年	1986年
処理能力 千t/年	8,100	14,200	4,200
現状処理量 t/日	22,000	40,000	休止中(計画5,000)
給鉱品位	Cu=0.9~1.2%	Cu=0.6~1.2%	
精鉱の種類	銅精鉱	銅精鉱	銅・鉛・亜鉛精鉱
精鉱品位	Cu=37.5%	Cu=37.5%	
選鉱実収率	90~92%	86~90%	
水使用量	4 m <sup>3</sup> /ton-ore		3.5 m <sup>3</sup> /ton-ore
電力使用量	38 kWh/ton-ore		40 kWh/ton-ore
従業員数	1917		411
選鉱コスト	201 Tenge/ton-ore(3.35 US\$/ton-ore)		NA

Table 2-3-4. 鉱山と選鉱場の操業コスト 単位: Tenge/ore-ton

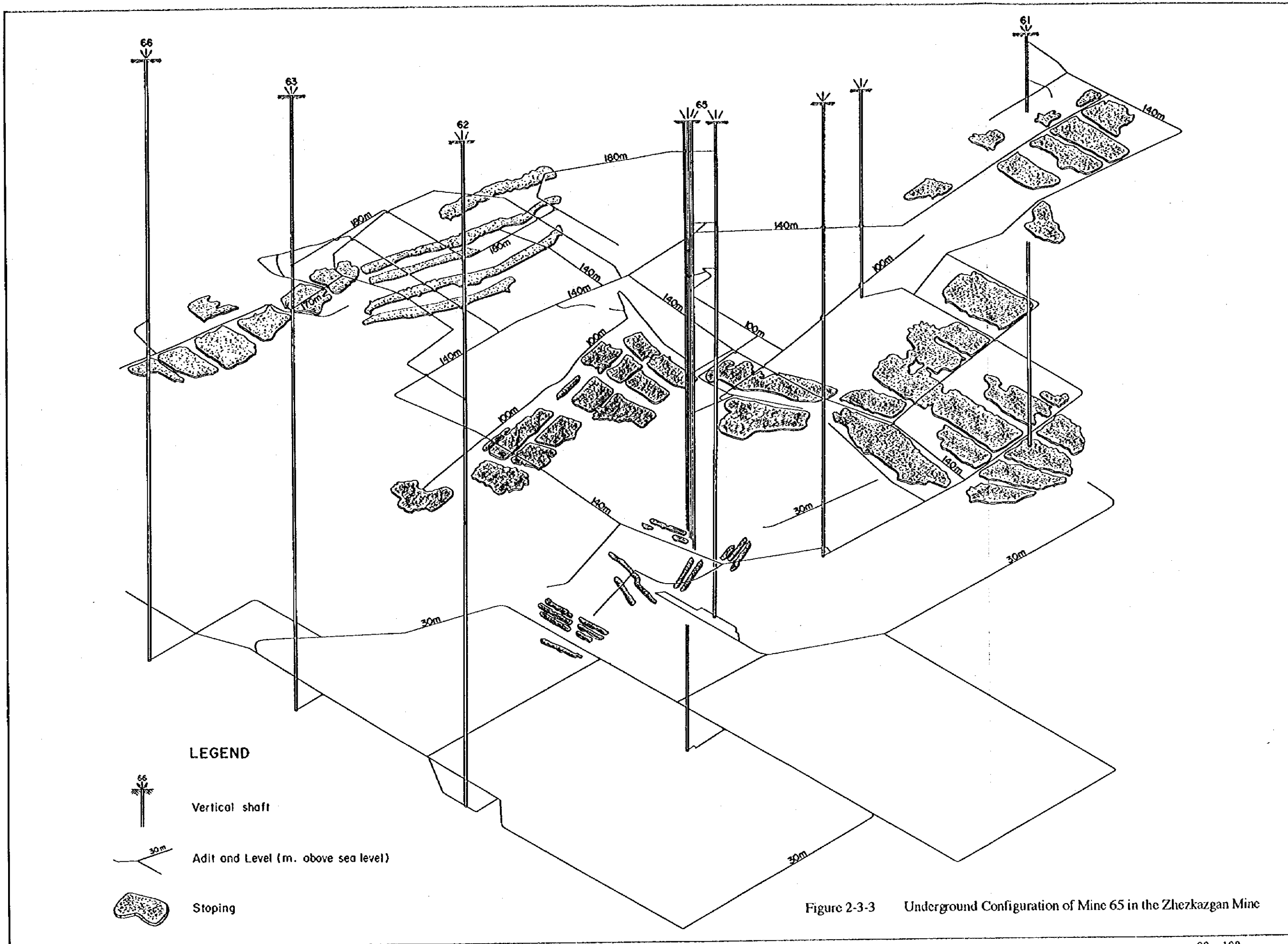
	1995年7月の実績	1~7月の実績	
採鉱 東鉱山	812.29	366.89	坑内掘
西鉱山	450.17	356.06	坑内掘
南鉱山	618.87	418.04	坑内掘
北鉱山	275.77	260.69	露天掘
鉱石輸送	20.97	鉱山 ⇒ 第1・2選鉱場	
選鉱 1・2	201.67	171.40	銅精鉱

Table 2-3-5. 鉱山と選鉱場の従業員数 (1995年8月現在)

	職員	作業者	計
東鉱山	300	1,900	2,200
西鉱山	142	559	701
南鉱山	338	1,687	2,025
北鉱山	207	1,505	1,712
第1・2選鉱場	180	1,737	1,917
第3選鉱場	63	348	411
合計	1,230	7,736	8,966







**LEGEND**


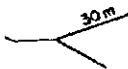

- 
 Vertical shaft
- 
 Adit and Level (m. above sea level)
- 
 Stoping

Figure 2-3-3 Underground Configuration of Mine 65 in the Zhezkazgan Mine



### 3-2 採鉱技術および採鉱コスト

前述したように本プロジェクトの最終目標はジャマンアイバト鉱床の鉱床評価と概念的な開発設計である。このためには鉱床に適した採鉱法の選択と採鉱コストの算出が不可欠である。今年度ジャマンアイバト鉱床の賦存状況によく類似したジェズカズガン鉱床の採鉱技術と鉱山の採鉱コストに重点を置いて調査を実施した。

#### 3-2-1 採鉱技術

ジェズカズガン鉱山は北鉱山を除き坑内採掘である。ジャマンアイバト鉱山は鉱床の賦存深度が地表下500~700mであり、厚さ10m以下の層状鉱床である。従って、採鉱法は現在ジェズカズガン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、実収率が低下することにある。また、実収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。

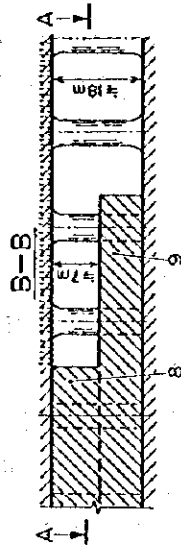
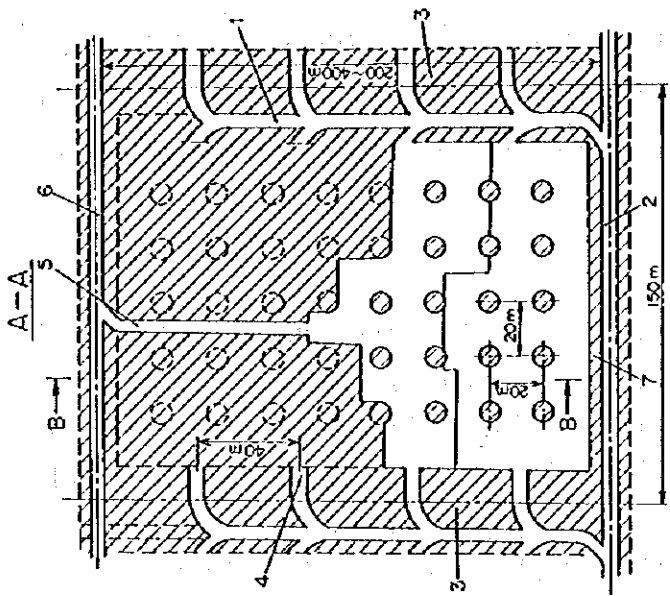
本年度はジェズカズガン鉱床の採鉱方法を調査し、来年の概念設計に生かすこととした。

##### 1) 坑内採鉱法

ジェズカズガン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ニ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)

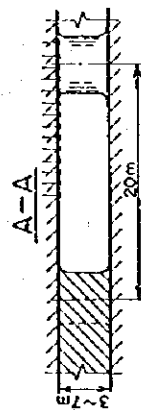
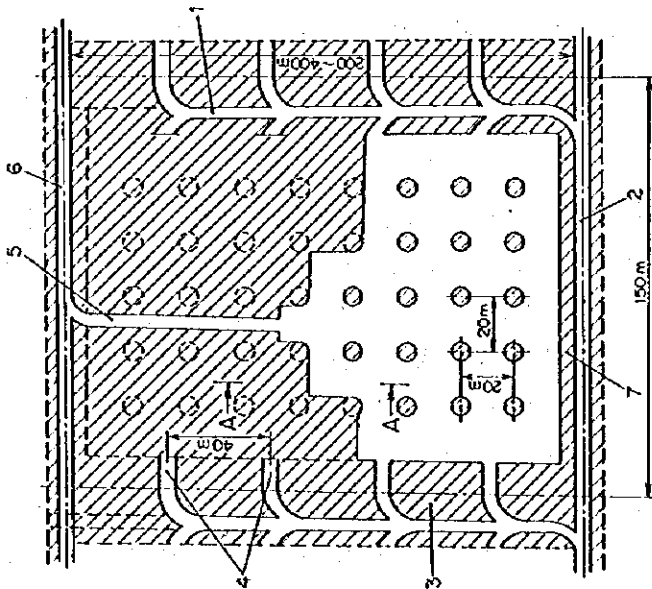
ジェズカズガン鉱床の75%以上を出鉱する採鉱法。層厚が18m以下の緩傾斜層で且つ品位がCu=2.5%以下の鉱体に適用する。Figure 2-3-4に示すように150~250m×200~400mのパネルを設定し、隣接パネルとの境界に通気・運搬坑道を掘進する。この坑道から40m毎に鉱体へ目抜きを掘進して将来のアクセス用とする。採鉱は、リップピラーを残して、天盤際より最大8mの採掘高さで進行する。1回の採掘高は穿孔用ドリルのブーム長に規制される。採掘後天盤にはロックボルト(φ20mm×2500mm)を1.2m間隔で打設する。天盤が赤色砂岩やアレウロライトなどの不良箇所ではセメントモルタルを吹き付けて(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Figure 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 stope for benching
9. bench

Figure 2-3-5 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

Figure 2-3-4 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。Figure 2-3-6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、採掘空間は各日抜口、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30,000 m<sup>3</sup>/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/m<sup>3</sup>、セメント150kg/m<sup>3</sup>、水440kg/m<sup>3</sup>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くらいである。

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5m<sup>3</sup>のスロットを充填坑道より抜く(Figure 2-3-7)。

## (3) スライシング法

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。Figure 2-3-8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。

### 2) ピラーの設計

ジェズカズガンでは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坑や東鉱山のアニンスキ坑では適用できない。仮に適用すると実収率は大幅に

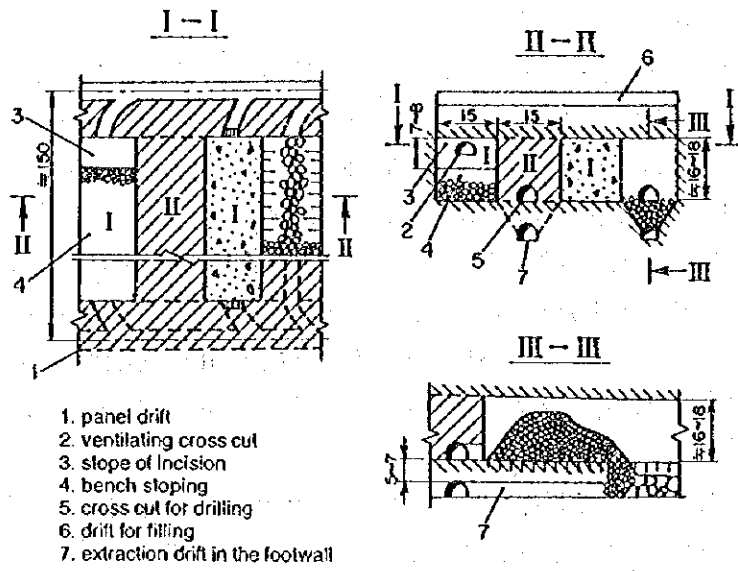


Figure 2-3-6 Room and Pillar Mining Method  
 with filling and cut and fill stoping  
 in the primary chambers and Cu  
 content higher than 2.5%

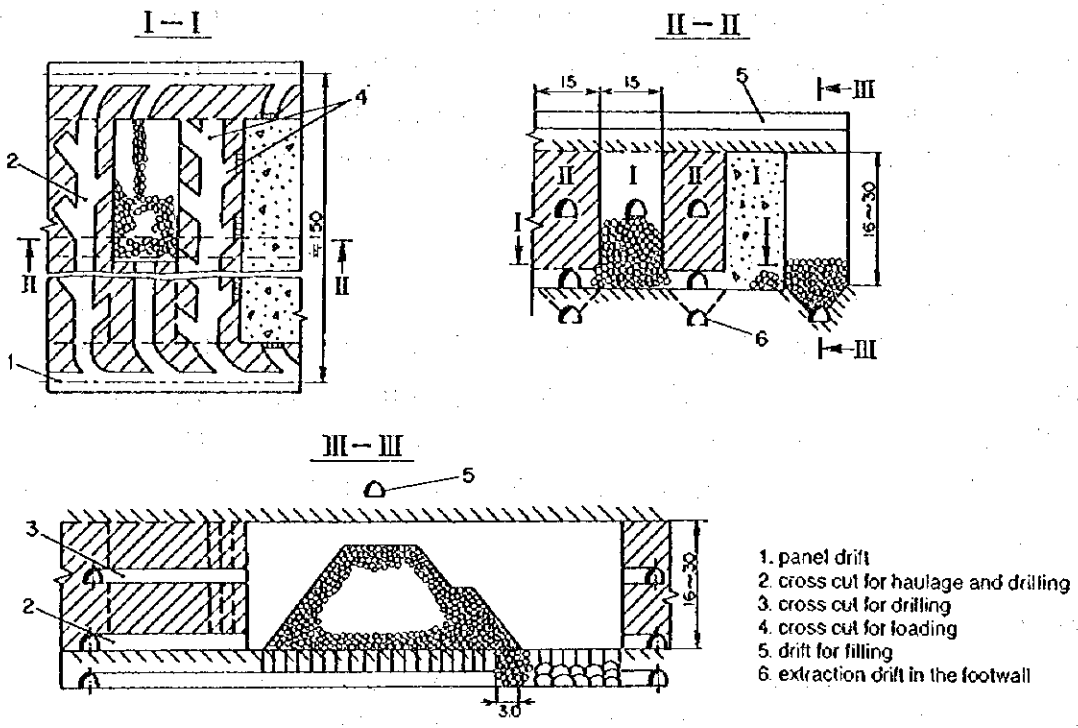
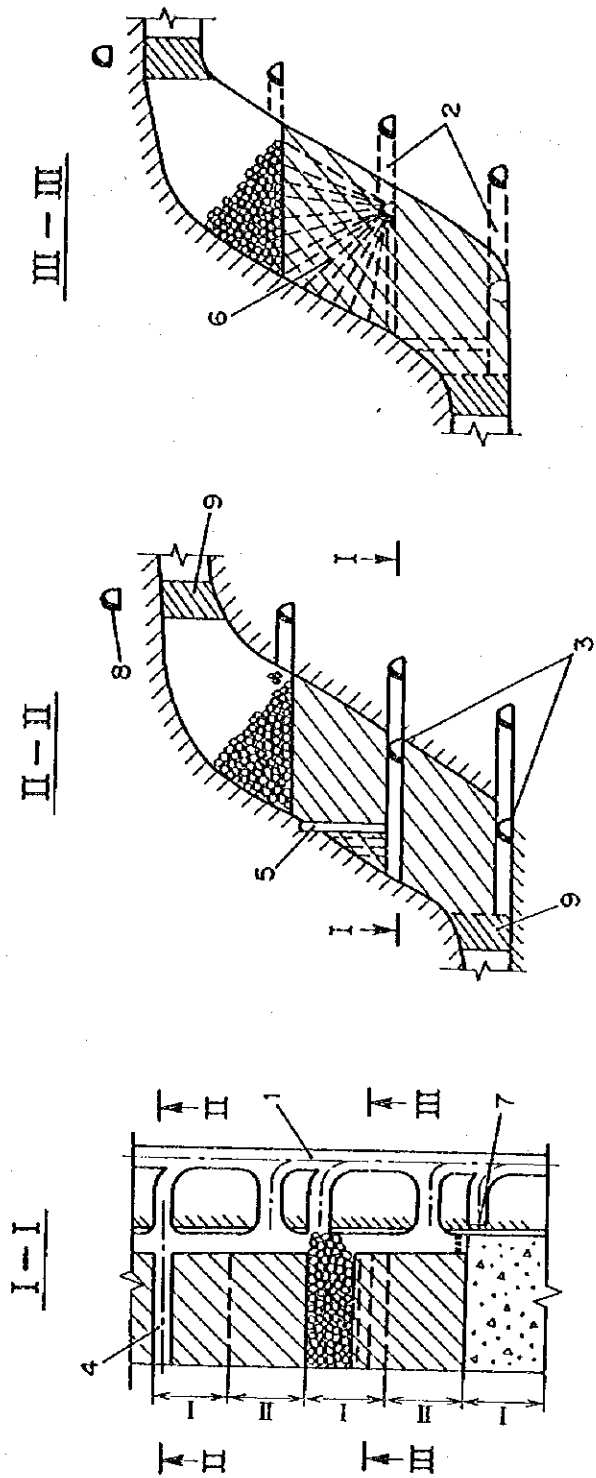


Figure 2-3-7 Room and Pillar Mining Method  
 (stopping height higher than 16~18m)



- 1. delivery drift
- 2. cross cut for loading
- 3. drift for drilling
- 4. cross cut for forming free face
- 5. slot raise
- 6. drift hole
- 7. partition for filling
- 8. drift for filling
- 9. partitioning pillar

Figure 2-3-8 Sublevel (Slicing) Stopping Method  
(with filling and orebody steeper inclination)



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

$$A = (K_H' \gamma h H L \Pi_b K_s / K_{TP} \sigma_H)^{1/2} \quad (\text{定数})$$

A	: リブピラーの幅 (m)	
K <sub>H'</sub>	: 荷重係数	1
γ	: 岩盤の単位体積重量 (t/m <sup>3</sup> )	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 <sub>b</sub>	: リブピラーの安全率	3
K <sub>s</sub>	: 層の傾斜影響係数	
K <sub>TP</sub>	: 亀裂影響係数	
σ <sub>H</sub>	: 灰色砂岩の一軸圧縮強度 (t/m <sup>2</sup> )	

(2) ルームピラーの設計

$$D = (4 K_H \gamma h H S_{ON} \Pi_{MK} K_s / \pi \sigma_H K_{TP} K_{NP} K_{NM} K_X)^{1/2}$$

D	: ピラーの寸法 (m: 直径)	
K <sub>H</sub>	: ピラーにかかる荷重係数	
γ	: 岩盤の単位体積重量 (t/m <sup>3</sup> )	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 <sub>ON</sub>	: ピラーにかかる上盤の面積 (m <sup>2</sup> )	20 × 20 = 400 m <sup>2</sup>
Π <sub>MK</sub>	: ピラーの安全率	2
K <sub>s</sub>	: 層の傾斜影響係数	
π	: 円周率	
σ <sub>H</sub>	: 灰色砂岩の一軸圧縮強度 (t/m <sup>2</sup> )	
K <sub>TP</sub>	: 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 <sub>NP</sub>	: アレウロライト赤色砂岩などの間盤係数	0.9
K <sub>NM</sub>	: 発破影響係数	0.85 ~ 0.9
K <sub>X</sub>	: 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

$K_H$  : ピラーにかかる荷重係数

パネルの深度 (H) とパネルの幅 (L) によって変化する

L/H (幅/深度)	1	0.66	0.5	0.4	0.33
$K_H$ (天盤が灰色砂岩)	0.7	0.6	0.55	0.5	0.45
$K_H$ (天盤が赤色砂岩)	0.85	0.8	0.77	0.75	0.72

$\sigma_H$  : 上盤の一軸圧縮強度

過去の試験値より (Figure 2-3-7参照)

深度 (m)	150~200	300	400	500
$\sigma_H$ (MPa)	200	230	240	245

\* 層が緩傾斜の場合の計算例

前述のパラメーターを使用、

$K_A$  : 層の傾斜影響係数 0.1

$K_{TF}$  : 亀裂影響係数・亀裂の少ない灰色砂岩 0.63

$K_{NF}$  : アレウライト赤色砂岩などの間盤係数 0.9

$K_{NM}$  : 発破影響係数 0.9

$K_k$  : 接触影響係数 灰色砂岩 1

D : ルームピラーの直径 (m)、A : リブピラーの幅 (m)、R : 採掘実収率 (%)

上記の設計基準をパラメーターを用い深度と層厚に対するルームピラーの直径 (m)、リブピラー幅 (m)、採掘実収率を計算した。その結果をTable 2-3-6に示す。

Table 2-3-6. ピラーの寸法及び実収率の例

深度:m	層厚: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

### 3-2-2 採鉱コスト

ジャマンアイバト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 2-3-4 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400Tenge(US\$6.7)であるが、7月だけの実績が700Tenge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。再調査の必要がある。

#### 1) 南鉱山の生産コスト

操業予算は各鉱山で作成し、ジェズカズガンツベットメット本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	413Tenge/ore-ton	(35%オーバー)
1995年8月計画	305Tenge/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 2-3-6に示す。

Table 2-3-7. 南鉱山の操業予算 (1~7月: 計画生産量3,500千トン)  
単位: Tenge/ore-ton

項目	原単価	備考
原料費	18.70	採鉱費の返済(鉱産税: 売上の1%相当)
物品費	9.07	採鉱で使用する物品費
工程サービス	0.51	
エネルギー	100.68	電力、燃料
労務費	37.03	採鉱夫の賃金、賞与、保険費用など
充填費	14.72	材料、製造、運搬費
採鉱費	2.58	営業採鉱
掘進作業債務返済	4.62	
減価償却	21.99	
社内経費	160.21	採鉱・掘進以外の経費、管理費、物品費、修繕など
掘進費	237.85	掘進費用
掘進鉱石代控除	△241.07	掘進鉱石の商品代
操業費計	366.89	

エネルギー費用の中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	51,019MW	21.3 kW/t
揚水量	$2.645 \times 10^3 \text{ m}^3$	1.104 m <sup>3</sup> /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。

## 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 2-3-8に示す。

Table 2-3-8. 北鉱山の予算実績対比表

単位：金額：千Tenge，原単価Tenge/生産ton

項目	実績		予算	
	金額	原単価	金額	原単価
売上	691,731		600,063	
生産費	545,227	260.87	540,748	258.73
山元利益	146,504	70.10	59,315	28.31

\*生産量2,090千t、出荷量は不明

## &lt;操業コストの内訳&gt;

	実績	原単位	予算	備考
採鉱費	17,672	8.46	16,595	州政府への鉱産税
操業資材	58,095	27.80	66,100	火薬類など採掘用資材
燃料費	63,603	30.43	69,200	
電力代	26,461	12.67	28,600	
光熱費	18,966	9.07	19,010	暖房用熱水、ボイラー工場より配湯
人件費	126,322	60.44	105,750	
保険代	47,000	22.49	33,840	
長老社員追加賃金	6,209	2.97	6,210	
減価償却費	29,995	14.35	29,995	
支払修繕料	4,713	2.25	3,586	
補修資材	93,452	44.71	104,309	
食事代	1,234	0.59	1,240	食事支給
ペナルティ	467	0.22	200	選鉱場（大塊処理）、環境汚染
施設保全費	2,150	1.03	2,500	
社内サービスほか	48,888	23.39	53,613	
計	545,227	260.87	540,748	

### 3-3 選鉱操業の概況

選鉱フローシートをFigure 2-3-9に示す。

#### 3-3-1 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Cu=0.9~1.2%であり、品位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；クラッシャーKMJI-900	2台、給鉱サイズ+900mm
2次破碎；クラッシャーKMJI-200	4台
3次破碎；クラッシャー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(3,200mmφ×3,100mm1、容量22m <sup>3</sup> )およびロッドミル3台(3,200mmφ×3,380mm1、25m <sup>3</sup> )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(3,600mmφ×4,000mm1、容量36m <sup>3</sup> )およびボールミル3台(3,200mmφ×3,100mm1)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Φ11M-3.2(容量3.2m<sup>3</sup>、サンド浮選)及びΦ11M-6.3(容量6.3m<sup>3</sup>、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(2,700mmφ×3,600mm1、容量18m<sup>3</sup>)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Cu=37~38%、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。

#### 3-3-2 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Cu=0.6~1.2%で、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；クラッシャーY3 TM1500/180	2台	給鉱サイズ+1,500mm
2次破碎；クラッシャーKCJI-2200IP	8台	
3次破碎；クラッシャーKMJI-2200T	10台	及び慣性粉碎機(インパクトクラッシャー?)
2台で-35mmに破碎。		

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...

...the ... of ...







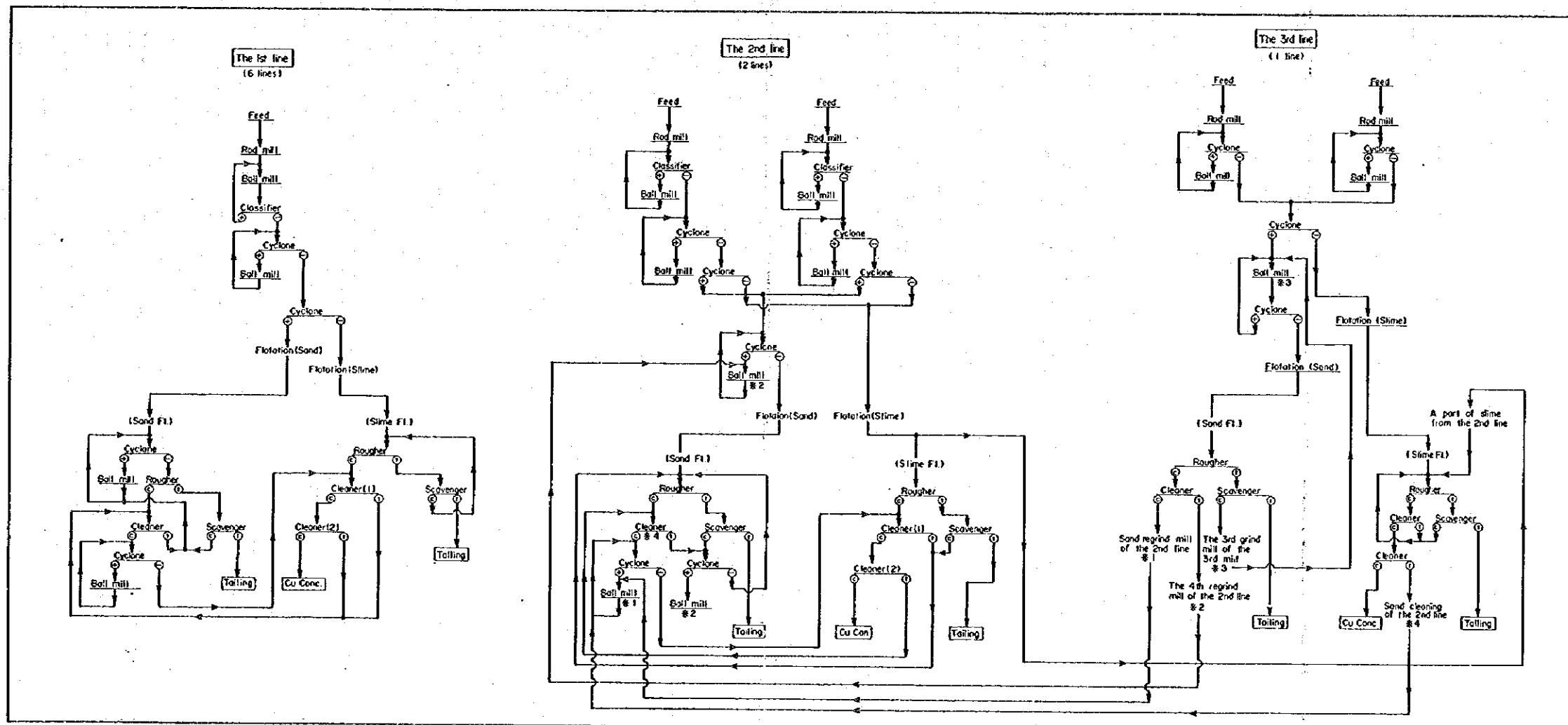


Figure 2-3-9 Flow Chart of Zhezkazgan Ore Dressing Plant



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32m<sup>3</sup>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36m<sup>3</sup>)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32m<sup>3</sup>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36m<sup>3</sup>)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36m<sup>3</sup>)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32m<sup>3</sup>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Φ11M-16、Φ11M-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4.0m<sup>3</sup>、消費電力は処理鉱トン当たり38.0KWII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。

### 3-3-3 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 K C JI-2200 2台

二次破碎；小型クラッシャ K M JI-2200I 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（3,600mmφ×5,500mm1、容量49m<sup>3</sup>）1台、スパイラル分級機と閉回路
- 二次磨鉱；ボールミル（4,500mmφ×6,000mm1、容量85m<sup>3</sup>）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（2,700mmφ×3,600mm1）3台

浮選工程には空気吹き込み攪拌式の浮選機Φ11M-12.5、Φ11M-3.2が用いられている。精鉱の濃縮には直径18mのシクナーが、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3.5m<sup>3</sup>、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。

3-4 今後の課題および提言

本調査の最終目標はジャマンアイバト鉱床の鉱床評価であり、開発の概念設計をすることにある。そのため、類似したジェズカズガン鉱床の操業状況を今年度調査した。その中で明らかになったことは、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である。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、急遽、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。ジャマンアイバト鉱床は胎床深度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。

- $$A = (K_H' \gamma h H L \Pi_s K_s / K_{TP} \sigma_H)^{1/2}$$
- $$D = (4 K_H \gamma h H S_{ON} \Pi_{MK} K_s / \pi \sigma_H K_{TP} K_{NP} K_{KM} K_K)^{1/3}$$
- A : リブピラーの幅 (m)                      D : ピラーの寸法 (m:直径)  
 K<sub>H</sub> : ピラーにかかる荷重係数 <GL=600m:0.4、GL=700m:0.35>  
 K<sub>H'</sub> : 荷重係数 <1>  
 γ : 岩盤の単位体積重量 (ton/m<sup>3</sup>) <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<sub>s</sub> : リブピラーの安全率 <3>  
 S<sub>ON</sub> : ピラーにかかる上盤の面積 (m<sup>2</sup>) <20m×20m=400m<sup>2</sup>>  
 Π<sub>MK</sub> : ピラーの安全率 <2>  
 K<sub>s</sub> : 層の傾斜影響係数 <緩傾斜 0.1>  
 K<sub>TP</sub> : 亀裂影響係数 <亀裂の少ない灰色砂岩 0.63>  
 K<sub>NP</sub> : 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 < 0.9 >  
 $K_K$  : 接触影響係数 < 灰色砂岩 1 >  
 $\pi$  : 円周率  
 $\sigma_H$  : 灰色砂岩の一軸圧縮強度 (ton/m<sup>2</sup>) < 2500 >

\* D : ルームピラーの直径 (m)、A : リブピラーの幅 (m)、R : 採掘実収率 (%)

採掘深度:m	層厚: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、ジェズカズガン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。

ジャマンアイバト鉱床の採鉱法を検討するにあたり、来年度次の事項を調査・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

## 第4章 選鉱試験

### 4-1 受入れ試料

#### 4-1-1 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 2-4-1）。

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

Table 2-4-1 試験原鉱化学分析値

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

#### 4-1-2 X線回折試験結果

X線解析試験の結果、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 14）。

#### 4-1-3 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1~500μmで細粒である。

輝銅鉱は粒径1~500μmで見られるが、大半は30~200μm粒である。輝銅鉱粒子中に粒径3~20μm粒の脈石が伴われている。斑銅鉱は粒径3~300μm粒で見られるが、大半は粒径20~100μm粒である。斑銅鉱粒子中にも粒径10μm粒以下の脈石が伴われている。方鉛鉱は粒径1~300μmで見られるが、粒径20~100μm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。

鉱石研磨片顕微鏡写真はAppendix 15。

主な含有鉱物の結合状態をTable 2-4-2に示す。

#### 4-1-4 EPMA分析結果（定量分析）

EPMAによる鉱石鉱物の元素の定量分析結果を、Table 2-4-3に示す。なお、測定点を、Appendix 15に示す。

Table 2-4-2 主な含有鉱物の結合状態

鉱物名	サイズ	結合状態
輝銅鉱	30 $\mu$ m~20 $\mu$ mが多い	大半は母岩中に散在 20 $\mu$ m以下の脈石鉱物を包含
斑銅鉱	20~100 $\mu$ mが多い	大半は母岩中に散在 10 $\mu$ m以下の脈石鉱物を包含
黄銅鉱	20~50 $\mu$ mが多い	大半は母岩中に散在 一部で黄鉄鉱とやや密に結合
方鉛鉱	20~100 $\mu$ mが多い	大半は母岩中に散在 一部で輝銅鉱、黄銅鉱、黄鉄鉱とやや密に結合

写真凡例： Cc：輝銅鉱    Bor：斑銅鉱    Cp：黄銅鉱    Py：黄鉄鉱    Gal：方鉛鉱  
 Sp：閃亜鉛鉱    Rut：ルチル    Cov：銅藍    G：脈石鉱物

Table 2-4-3 EPMA定量分析結果 (wt%)

測定点	Cu	S	Fe	Pb	Ti	O	同定鉱物
a	80.6	19.4	-	-	-	-	輝銅鉱
b	-	-	-	-	58.6	41.4	ルチル
c	-	13.4	-	86.6	-	-	方鉛鉱
d	-	13.6	-	86.4	-	-	方鉛鉱
e	80.7	19.3	-	-	-	-	輝銅鉱
f	64.1	24.7	11.2	-	-	-	斑銅鉱
g	-	13.6	-	86.4	-	-	方鉛鉱
h	79.9	20.1	-	-	-	-	輝銅鉱
i	80.3	19.7	-	-	-	-	輝銅鉱
j	80.0	20.0	-	-	-	-	輝銅鉱
k	80.5	19.5	-	-	-	-	輝銅鉱

## 4-2 選鉱基礎試験

### 4-2-1 仕事指数測定

JISに示された仕事指数の測定に必要な最少サンプル量であるため、仕事指数が既知の鉱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仕事指数が既知の鉱石をある時間テストミルで磨鉱し、80%通過サイズを求める。
- ②仕事指数が未知の鉱石を同じ条件で磨鉱時間を変えて数回磨鉱し、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鉱時間を推定する。
- ③磨鉱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の磨鉱時間の比を掛けて、未知の仕事指数を推定する。

仕事指数既知の標準鉱石（アメリカ、モレンシ鉱山産鉱石、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分間磨鉱し、産物をサイズ分析したところ80%通過サイズは80 μmであった。次に本サンプルを同条件で15分間および20分間磨鉱し、それぞれサイズ分析を行い、80%通過サイズが80 μmに相当する磨鉱時間を19.1分と推定した。

したがって、推定仕事指数は、

$$12.1 \times \frac{19.1}{15.0} = 15.4 \text{ kWh/t}$$

と推定される。

これは、一般的に言って、やや硬い鉱石である。

#### 4-2-2 粉砕磨鉱試験

原鉱500 gをテスト用ロッドミルとボールミルでそれぞれ5分ずつ、7.5分ずつ、10分ずつ磨鉱し、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 16）。

この結果、銅は20 μm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。

#### 4-2-3 粗選試験（総合浮選）

磨鉱時間を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Figure 2-4-1に示す。

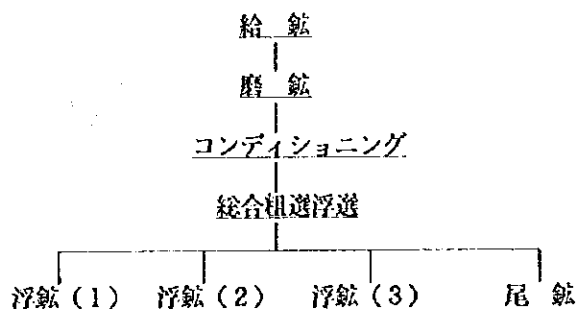


Figure 2-4-1 総合粗選浮選試験フローシート

粗選浮選試験の結果をTable 2-4-4に示す。

浮選サイズと浮鉱の実収率との関係をプロットしたのがFigure 2-4-2である。



Table 2-4-4 粗選浮選試験結果

テストNo.	産物	重量%	分析品位%		実収率%		積算実収率%	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
KS-1 (-200メッシュ 48%)	給鉱	100.00	1.69	0.48	100.00	100.00		
	浮鉱(1)	8.42	17.57	5.07	87.55	88.60	87.55	88.60
	浮鉱(2)	2.31	1.50	0.89	2.05	4.26	89.60	92.86
	浮鉱(3)	2.06	0.91	0.40	1.11	1.71	90.71	94.57
	尾鉱	87.21	0.18	0.03	9.29	5.43		
KS-2 (-200メッシュ 62%)	給鉱	100.00	1.66	0.48	100.00	100.00		
	浮鉱(1)	9.78	15.77	4.54	92.70	92.80	92.70	92.80
	浮鉱(2)	2.70	0.57	0.44	0.93	2.49	93.63	95.29
	浮鉱(3)	2.17	0.56	0.25	0.73	1.14	94.36	96.43
	尾鉱	85.35	0.11	0.02	5.61	3.57		
KS-3 (-200メッシュ 80%)	給鉱	100.00	1.69	0.49	100.00	100.00		
	浮鉱(1)	10.78	14.78	4.27	94.14	93.55	94.14	93.55
	浮鉱(2)	2.50	0.56	0.40	0.83	2.04	94.97	95.59
	浮鉱(3)	1.90	0.46	0.25	0.52	0.96	95.49	96.55
	尾鉱	84.82	0.09	0.02	4.51	3.45		

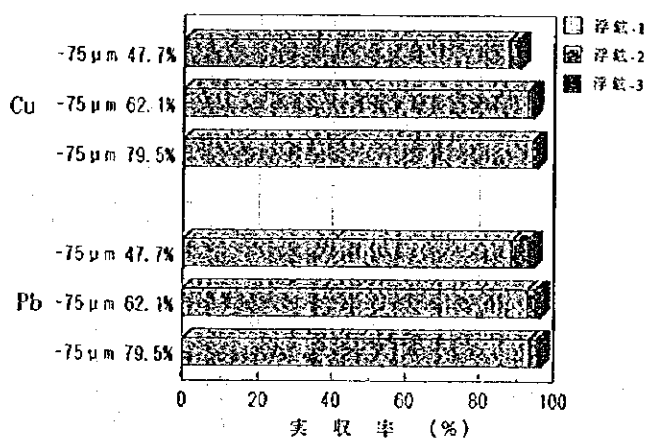


Figure 2-4-2 粗選浮選の浮鉱対実収率

また、バルク精鉱の組成鉱物および組成鉱物の重量割合をTable 2-4-5に示す。

Table 2-4-5 バルク精鉱の組成鉱物および組成鉱物の重量割合

鉱物名	輝銅鉱	斑銅鉱	黄銅鉱	黄鉄鉱	方鉛鉱	閃亜鉛鉱	脈石鉱物
wt %	13.8	2.5	0.4	5.4	4.4	0.4	73.1

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。

#### 4-2-4 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、必要十分な粗選浮選時間を求めた。そのフローシートをFigure 2-4-3に、試験結果をTable 2-4-6に示す。

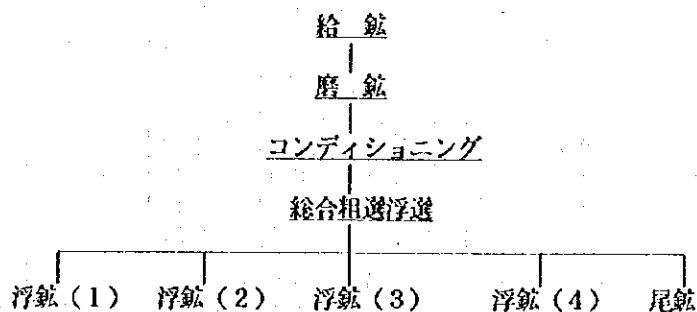


Figure 2-4-3 浮選速度試験フローシート

Table 2-4-6 浮選速度試験結果

テストNo.	産 物	重量%	分析品位%		実収率%		積算実収率%	
			C u	P b	C u	P b	C u	P b
KS-4 (-200メッシュ 64%)	給鉱	100.00	1.70	0.49	100.00	100.00		
	浮鉱(1)	6.14	24.50	7.09	88.29	88.74	88.29	88.74
	浮鉱(2)	1.90	2.03	0.96	2.27	3.73	90.56	92.47
	浮鉱(3)	2.23	1.10	0.50	1.44	2.27	92.00	94.74
	浮鉱(4)	2.82	0.83	0.30	1.37	1.72	93.37	96.46
	尾鉱	86.91	0.13	0.02	6.63	3.54		
KS-5 (-200メッシュ 78%)	給鉱	100.00	1.70	0.49	100.00	100.00		
	浮鉱(1)	5.87	26.23	7.53	90.63	90.63	90.63	90.63
	浮鉱(2)	2.30	1.61	0.93	2.18	4.38	92.81	95.01
	浮鉱(3)	2.34	0.90	0.42	1.24	2.02	94.05	97.03
	浮鉱(4)	2.22	0.63	0.26	0.82	1.18	94.87	98.21
	尾鉱	87.27	0.10	0.01	5.13	1.79		

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。

#### 4-2-5 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Figure 2-4-4に示す。

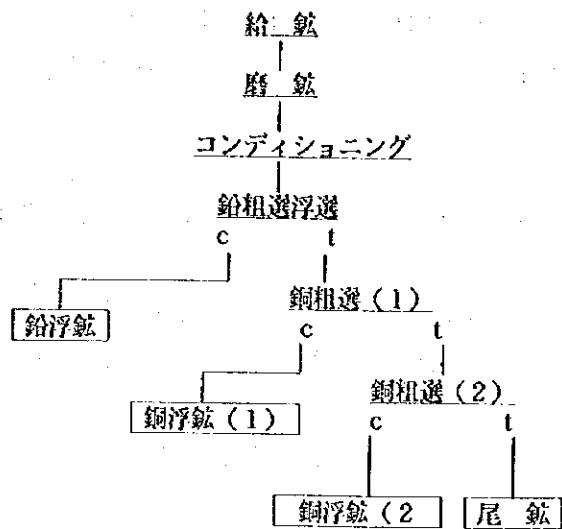


Figure 2-4-4 直接優先浮選試験フローシート

銅の抑制剤として、シアン化ナトリウム (NaCN)、黄血塩 (K<sub>4</sub>[Fe(CN)<sub>6</sub>])、水酸化ナトリウム (NaOH) の使用を検討した。直接優先浮選試験結果をTable 2-4-7に示す。

Table 2-4-7 直接優先浮選試験結果

テストNo.	産 物	重量%	分析品位%		実収率%		積算実収率%	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
K S - 6 (NaCN+ ZnSO <sub>4</sub> )	給鉱	100.00	1.71	0.51	100.00	100.00		
	鉛浮鉱	6.21	25.93	7.17	94.26	87.41	94.26	87.41
	銅浮鉱(1)	4.17	0.52	0.68	1.27	5.56	95.53	92.97
	銅浮鉱(2)	4.70	0.36	0.22	0.99	2.03	96.52	95.00
	尾鉱	84.92	0.07	0.03	3.48	5.00		
K S - 8 (黄血塩)	給鉱	100.00	1.73	0.51	100.00	100.00		
	鉛浮鉱	3.37	20.52	13.71	39.98	90.48	39.98	90.48
	銅浮鉱(1)	5.13	17.63	0.26	52.25	2.61	92.23	93.09
	銅浮鉱(2)	5.23	0.92	0.18	2.78	1.84	95.01	94.93
	尾鉱	86.27	0.10	0.03	4.99	5.07		
K S - 9 (NaOH)	給鉱	100.00	1.77	0.49	100.00	100.00		
	鉛浮鉱	2.45	2.65	0.50	3.65	13.47	3.65	13.47
	銅浮鉱(1)	8.28	19.60	2.78	91.45	79.06	95.10	92.53
	銅浮鉱(2)	4.01	0.68	4.82	1.54	0.71	96.64	93.24
	尾鉱	85.26	0.07	0.09	3.36	6.76		

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。

#### 4-2-6 浮選尾鉱粒度分布測定

テストNo. 1、2、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 17）。

サイズが細くなるにしたがって、+149 $\mu$ m、+105 $\mu$ m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 $\mu$ m、-20 $\mu$ m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。

#### 4-3 選鉱本格試験

##### 4-3-1 総合優先精選浮選試験（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選から、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Figure 2-4-5に示す。

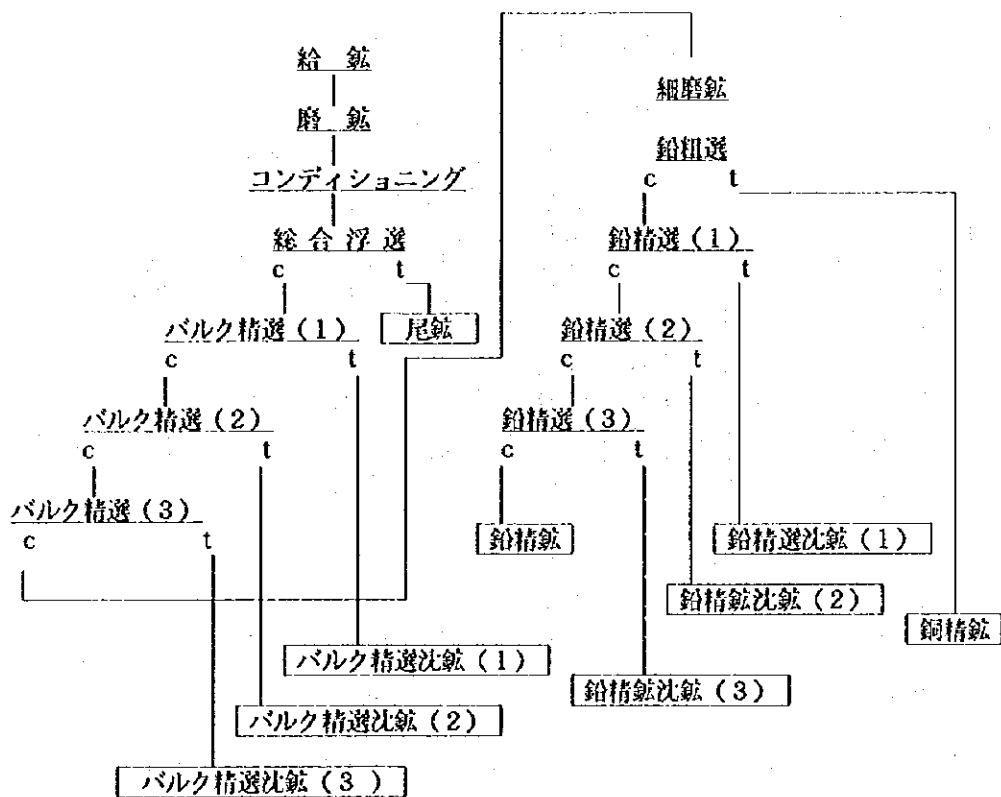


Figure 2-4-5 総合優先浮選試験フローシート

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 2-4-8に示す。

Table 2-4-8 総合優先精選浮選試験結果 (粒度の検討)

テストNo.	産物	重量%	分析品位%		実収率%		積算実収率%	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
KS-10 (-200 $\mu$ 86.3%)	給鉱	100.00	1.74	0.50	100.00	100.00		
	鉛精鉱	2.05	31.10	17.10	36.48	69.45	36.48	69.45
	鉛精選沈-2	0.56	49.80	1.56	15.93	1.73	52.41	71.18
	鉛精選沈-1	0.74	36.60	2.15	15.61	3.18	68.02	74.36
	銅精鉱	1.92	22.60	3.10	24.90	11.83	92.92	86.19
	パル精選沈-3	0.33	0.71	0.69	0.13	0.45	93.05	86.64
	パル精選沈-2	1.46	0.52	0.52	0.44	1.51	93.49	88.15
	パル精選沈-1	6.31	0.29	0.26	1.05	3.25	94.54	91.40
	尾鉱	86.63	0.11	0.05	5.46	8.60		
KS-11 (-200 $\mu$ 93.7%)	給鉱	100.00	1.70	0.49	100.00	100.00		
	鉛精鉱	1.64	28.90	20.50	27.62	68.34	27.62	27.62
	鉛精選沈-2	0.49	53.90	2.31	15.26	2.28	42.88	70.62
	鉛精選沈-1	1.05	47.90	2.38	29.40	5.09	72.28	75.71
	銅精鉱	2.09	16.90	2.40	20.54	10.17	92.82	85.88
	パル精選沈-3	0.33	0.71	0.69	0.13	0.45	92.95	86.33
	パル精選沈-2	1.46	0.52	0.52	0.44	1.54	93.39	87.87
	パル精選沈-1	6.31	0.29	0.26	1.06	3.33	94.45	91.20
	尾鉱	86.63	0.11	0.05	5.55	8.80		
KS-12 (-200 $\mu$ 95.1%)	給鉱	100.00	1.70	0.49	100.00	100.00		
	鉛精鉱	1.21	27.30	22.00	19.41	54.70	19.41	54.70
	鉛精選沈-2	0.50	52.40	4.87	15.52	5.04	34.93	59.74
	鉛精選沈-1	1.07	45.70	4.32	28.70	9.49	63.63	69.23
	銅精鉱	2.49	19.80	3.20	29.10	16.44	92.73	85.67
	パル精選沈-3	0.33	0.71	0.69	0.13	0.46	92.86	86.13
	パル精選沈-2	1.46	0.52	0.52	0.45	1.57	93.31	87.70
	パル精選沈-1	6.31	0.29	0.26	1.08	3.38	91.39	91.08
	尾鉱	86.63	0.11	0.05	5.61	8.92		

再磨鉱を強化すると、鉛の実収率は上昇するが、過度の再磨鉱は鉛精鉱が細か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。

#### 4-3-2 総合優先精選浮選試験 (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。フローシートは4-3-1と同じである。試験結果はTable 2-4-9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%以上に高いのは、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、実収率は下記ようになる。

Table 2-4-9 総合優先精選浮選試験結果 (浮選剤の検討)

テストNo.	産物	重量%	分析品位%		実収率%		積算実収率%	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
KS-13 (NaIPX+ AP242)	給鉱	100.00	1.67	0.50	100.00	100.00		
	鉛精鉱	0.82	13.10	44.10	6.43	73.04	6.43	73.04
	鉛精選沈-2	0.46	50.90	3.41	14.02	3.17	20.45	76.21
	鉛精選沈-1	1.12	52.40	1.63	34.13	3.69	55.58	79.90
	銅精鉱	2.63	24.10	0.90	37.80	4.76	93.38	84.66
	A'の精選沈-3	0.55	0.83	0.85	0.27	0.93	93.65	85.59
	A'の精選沈-2	1.64	0.50	0.55	0.49	1.82	94.14	87.41
	A'の精選沈-1	7.29	0.29	0.27	1.26	3.97	95.40	91.38
	尾鉱	85.49	0.09	0.05	4.60	8.62		
KS-14 (NaIPX)	給鉱	100.00	1.68	0.47	100.00	100.00		
	鉛精鉱	0.78	9.17	43.30	4.29	71.83	4.29	71.83
	鉛精選沈-2	0.42	43.10	4.18	10.87	3.73	15.16	75.56
	鉛精選沈-1	1.15	44.30	1.71	30.32	4.15	45.48	79.71
	銅精鉱	2.68	30.00	0.74	47.91	4.19	93.39	83.90
	A'の精選沈-3	0.55	0.83	0.85	0.27	0.98	93.66	84.88
	A'の精選沈-2	1.64	0.50	0.55	0.49	1.92	94.15	86.80
	A'の精選沈-1	7.29	0.29	0.27	1.26	4.16	95.41	90.96
	尾鉱	85.49	0.09	0.05	4.59	9.04		
KS-15 (AP3418a)	給鉱	100.00	1.70	0.48	100.00	100.00		
	鉛精鉱	0.94	13.70	38.00	7.63	73.83	7.63	73.83
	鉛精選沈-2	0.49	49.60	2.79	14.41	2.83	22.04	76.66
	鉛精選沈-1	1.38	45.00	1.46	37.06	4.19	59.10	80.85
	銅精鉱	2.22	26.00	0.73	34.31	3.36	93.41	84.21
	A'の精選沈-3	0.55	0.83	0.85	0.27	0.97	93.68	85.18
	A'の精選沈-2	1.64	0.50	0.55	0.49	1.88	94.17	87.06
	A'の精選沈-1	7.29	0.29	0.27	1.26	4.08	95.43	91.14
	尾鉱	85.49	0.09	0.05	4.57	8.86		
KS-16 (NaEX) 86.3%	給鉱	100.00	1.69	0.49	100.00	100.00		
	鉛精鉱	0.75	11.10	43.00	4.95	68.14	4.95	68.14
	鉛精選沈-2	0.35	40.80	5.77	8.59	4.32	13.54	72.46
	鉛精選沈-1	1.13	42.50	2.77	28.43	6.59	41.97	79.05
	銅精鉱	2.80	31.00	0.83	51.45	4.90	93.42	83.95
	A'の精選沈-3	0.55	0.83	0.85	0.27	0.97	93.69	84.92
	A'の精選沈-2	1.64	0.50	0.55	0.49	1.91	94.18	86.83
	A'の精選沈-1	7.29	0.29	0.27	1.25	4.15	95.43	90.98
	尾鉱	85.49	0.09	0.05	4.57	9.02		

Table 2-4-10 鉛精選沈鉱を混合した場合の銅精鉱

テストNo.	重量%	分析品位%		実収率%	
		Cu	Pb	Cu	Pb
KS-13	4.21	34.58	1.37	86.95	11.62
KS-14	4.25	35.17	1.34	89.10	12.07
KS-15	4.09	35.25	1.22	85.78	10.38
KS-16	4.28	34.84	1.75	88.47	15.81

#### 4-3-3 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回精選を行いソルレク精鉱を得る。

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 2-4-11に示す。

Table 2-4-11 総合優先浮選試験結果

テストNo.	産物	重量%	分析品位%		実収率%		積算実収率%	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
KS-17	給鉱	100.00	1.70	0.50	100.00	100.00		
	鉛精鉱	0.71	9.95	46.80	4.17	66.37	4.17	66.37
	鉛精選沈-4	0.20	7.82	11.90	0.04	4.82	4.21	71.19
	鉛精選沈-3	0.39	47.90	4.95	10.89	3.81	15.10	75.00
	鉛精選沈-2	0.71	59.50	1.39	24.92	1.97	40.02	76.97
	鉛精選沈-1	1.10	44.10	1.88	28.49	4.11	68.51	81.08
	銅精鉱	1.92	22.10	0.76	24.99	2.91	93.50	83.99
	A <sup>1</sup> /M精選沈-3	0.80	1.26	1.02	0.60	1.63	94.10	85.62
	A <sup>1</sup> /M精選沈-2	2.05	0.52	0.50	0.63	2.05	94.73	87.67
	A <sup>1</sup> /M精選沈-1	7.85	0.28	0.25	1.30	3.92	96.03	91.59
	尾鉱	84.27	0.08	0.05	3.97	8.41		
	KS-18	給鉱	100.00	1.69	0.49	100.00	100.00	
鉛精鉱		0.68	11.10	48.70	4.46	67.03	4.46	67.03
鉛精選沈-5		0.10	6.14	18.10	0.02	3.72	4.48	70.75
鉛精選沈-4		0.16	4.50	10.10	0.43	3.32	4.91	74.07
鉛精選沈-3		0.29	3.05	3.02	0.53	1.80	5.44	75.87
鉛精選沈-2		0.31	41.20	2.21	7.65	1.41	13.09	77.28
鉛精選沈-1		1.79	52.10	1.25	55.25	4.55	68.34	81.83
銅精鉱		1.62	24.60	0.70	23.58	2.30	91.92	84.13
A <sup>1</sup> /M精選沈-3		1.24	1.26	0.94	0.92	2.36	92.84	86.49
A <sup>1</sup> /M精選沈-2		2.57	0.39	0.36	0.59	1.88	93.43	88.37
A <sup>1</sup> /M精選沈-1		9.77	0.22	0.17	1.27	3.37	94.70	91.74
尾鉱		81.47	0.11	0.05	5.30	8.26		

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、実収率は下記のようなになる。

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。

Table 2-4-12 鉛精選沈鉱を混合した場合の銅精鉱

テストNo.	重量%	分析品位%		実収率%	
		Cu	Pb	Cu	Pb
KS-17	3.73	35.71	1.21	78.40	8.99
KS-18	3.72	39.23	1.09	86.48	8.26

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う。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る。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る。フローシートをFigure 2-4-6に、浮選試験の結果の一例をTable 2-4-13に示す。

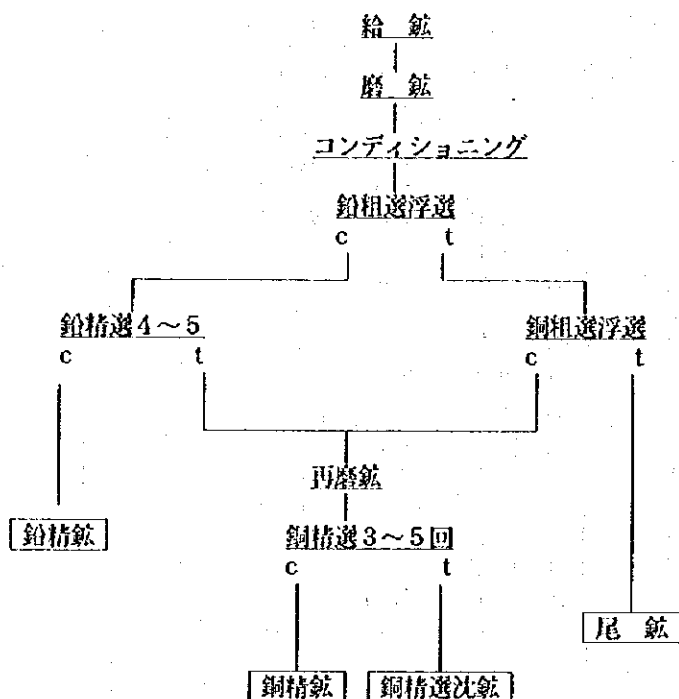


Figure 2-4-6 直接優先浮選試験フローシート

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。

4-4 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



Table 2-4-13 直接優先浮選試験結果

テストNo.	産物	重量%	分析品位%		実収率%		積算実収率%	
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb
KS-22	給鉱	100.00	1.63	0.48	100.00	100.00		
	鉛精鉱	0.52	9.65	59.90	3.05	64.20		
	銅精鉱	4.63	30.20	2.96	85.63	28.48	85.63	28.48
	銅精選沈-5	0.41	2.79	0.61	0.71	0.53	86.34	29.01
	銅精選沈-4	0.78	2.23	0.37	1.07	0.60	87.41	29.61
	銅精選沈-3	1.75	1.39	0.19	1.49	0.69	88.90	30.30
	銅精選沈-2	4.98	0.98	0.12	3.00	1.25	91.90	31.55
	銅精選沈-1	7.61	0.25	0.06	1.17	0.95	93.07	32.50
	尾鉱	79.32	0.08	0.02	3.88	3.30		

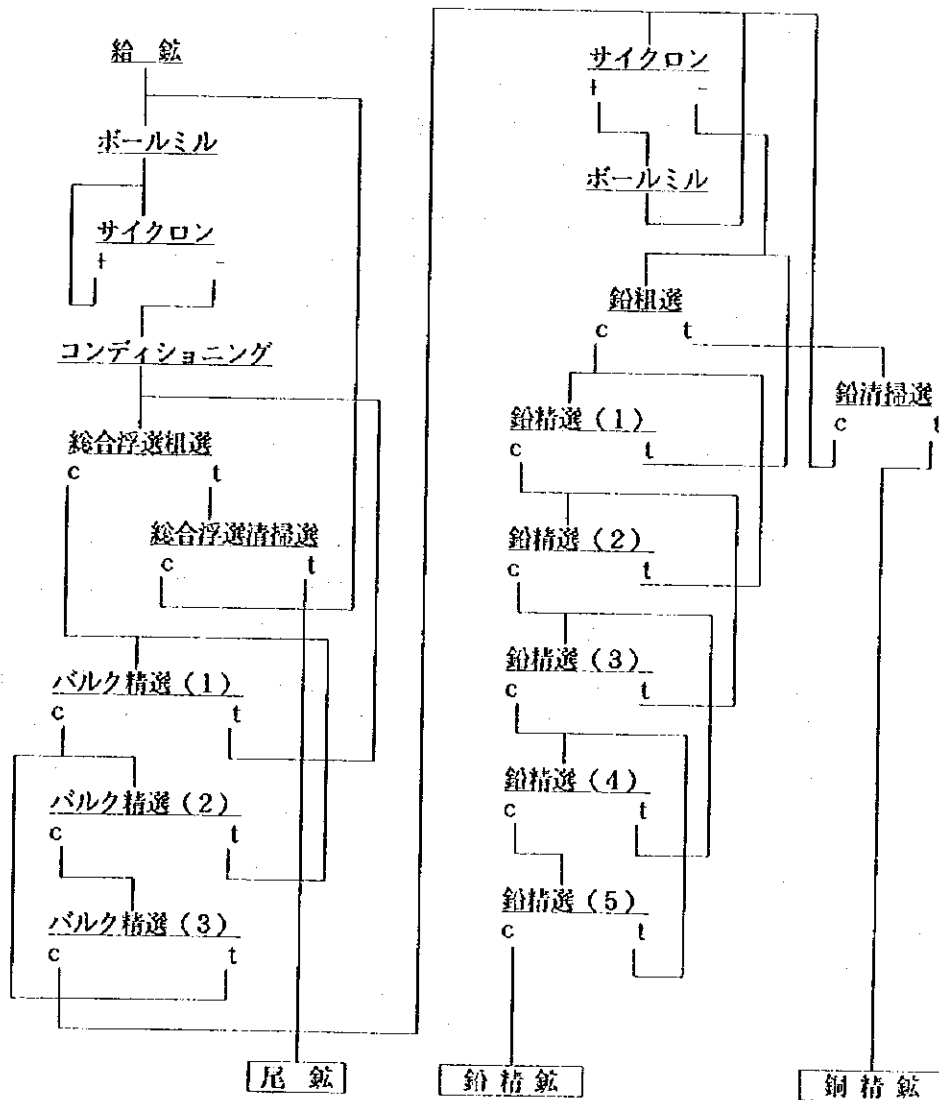


Figure 2-4-7 最適浮選試験フローシート

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、Figure 2-4-7のように選定する。

#### 4-5 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下記のとおりである。

Table 2-4-14 銅精鉱、鉛精鉱の化学分析値

成分	Cu	Pb	S	Zn	Fe	Sb	As	Bi
銅精鉱	34.0	1.79	16.5	0.18	7.73	<0.05	<0.05	<0.05
鉛精鉱	9.65	59.9	14.6	2.13	1.40	<0.05	<0.05	<0.05
成分	Cd	Hg	Au	Ag	Cl	F	Re	SiO <sub>2</sub>
銅精鉱	0.01	0.3	<0.1	131	0.02	0.02	<0.05	26.1
鉛精鉱	0.23	1.2	0.3	557	0.01	<0.01	<0.05	3.42
成分	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	Hg:ppm		
銅精鉱	4.90	0.45	1.89	1.12	1.48	Au, Ag: g/t		
鉛精鉱	0.74	0.09	0.33	0.15	0.20	others: %		

#### 4-6 今後の課題および提言

本年度の受入れ試料の重量は約23k gとやや少量で、かつサンプル輸出許可待ちに約2ヶ月以上を要したため、試験期間も2ヶ月弱と短期間であり、試験の遂行および結果の検討に十分な時間をかけることができなかった。第3年次調査開始までには十分検討したい。

本年度は東部鉱体を代表する”銅鉱”の選鉱試験を実施したが、ジャマンアイバトCu鉱床には上記の銅鉱の外に”複雑鉱 (Pb+Zn+Cu)”や”銅-銀鉱 (Cu+Ag)”など、他の鉱石タイプの鉱量が地質学的資源量 (in-situ) ベースで数千万トン以上見込まれている。このため、今後さらに試験を実施し、上記の鉱石タイプについても選鉱試験を行い、より現実的な選鉱評価を行うべきである。

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。





## 第Ⅲ部

### 結論および提言



### 第Ⅲ部 結論および提言

#### 第1章 結論

本年度の調査結果の結論として次の諸点があげられる。

- (1) ジャマンアイバトCu鉱床は、銅鉱床としてカザフスタン共和国にとって極めて重要である。早急に鉱床評価を行い将来の位置づけを行う必要がある。
- (2) 本年度実施した既存データ、試錐、室内試験の結果、ジャマンアイバトCu鉱床は、ストラティフォーム型Cu鉱床で、現在稼行中のジェズカズガン鉱床とは地質、鉱床学的に多くの類似点のある。
- (3) 本年度は、ジャマンアイバトCu鉱床の東部鉱床で試錐1孔(MJK-1、垂直、深度650.5m)を実施し、地質・鉱床の特性を確認すると共に着鉱部のコアを使用して選鉱試験を行った。試錐の結果、鉱化帯の厚さは7.78m、平均品位はCu=3.78%、Pb=1.17%、Ag=22.7g/tであった。鉱化帯を構成する鉱石鉱物は、輝銅鉱、斑銅鉱、方鉛鉱、銀に富むエレクトラムなどであり、典型的な“銅鉱”に分類される。
- (4) ボーリング調査で採取した鉱化帯のサンプルを使用し、選鉱試験を実施し鉱床評価に必要な重要データを取得した。すなわち、原鉱品位はCu=1.69%、Pb=0.51%、Zn=0.03%、Ag=12g/tであり、主たる銅鉱物は輝銅鉱で少量の方鉛鉱が認められた。仕事指数は15.4kWh/tonでやや硬い鉱石であった。最適浮遊選鉱方式は総合優先浮選法であり、Cu=39%、Pb=1%の銅精鉱が銅実収率86%で、Pb=48%、Cu=11%の鉛精鉱が鉛実収率62%で得られた。本年度選鉱試験を実施した銅鉱のほか、複雑鉱(Pb+Zn+Cu)や銅-銀鉱(Cu-Ag)など他のタイプの鉱石も多量に分布するため、これらについても選鉱試験を実施する必要がある。
- (5) 採鉱技術および採鉱コストの現地調査では、ジェズカズガン鉱山の採鉱技術は、ジャマンアイバト鉱床の採鉱に応用可能であることを確信した。しかし採鉱コスト、特に起業費と一部の操業コストについては更に調査する必要がある。
- (6) PhaseⅢ(1996年)で予定している鉱床評価を実施するため、本年度から本格的に“ジャマンアイバト データベース”の構築を開始した。このデータベースには試錐・分析データの約75%をすでに入力した。鉱床評価ならびに将来計画の立案に必須であり、完成が急がれる。
- (7) 昨年度に引き続き、鉱量概算すなわち“地質学的資源量”を計算した。本年度は東部鉱体全体と中央鉱体の主要部について試錐302孔、分析データ3,564点を使用し、ポリゴン法により計算した。その結果地質学的資源量は、①東部鉱体全体で銅鉱117,087千トン、平均品位Cu=1.36%(カットオフ品位0.4%)、Ag=10.78g/t、鉱体平均厚さは5.15mとなった。また、②中央鉱体は銅鉱17,506千トン、平均品位Cu=1.88%、Ag=10.57g/t、鉱体平均厚さは3.97mとなった。一方複雑鉱は17,600千トン、平均品位Cu=1.54%、Pb=1.77%、Zn=0.33%、Ag=10.94g/t(カットオフ品位は銅鉱でCu=0.4%、複雑鉱で(Pb+Zn)=0.8%かつCu=0.3%)となった。日本側調査団の計算結果とカウンターパートのそれとの間には“中山の取り込み”についての判定基準の相違と鉱石/ズリの境界の判定基準の相違など、低品位鉱の鉱量計算に影響を及ぼす問題点があるため、両者の結果を直接比較することは困難である。

(8) Phase I (1994年度)の調査でZhezkazgangeologiya社では分析台帳の作成から鉱量計算結果台帳に至る諸作業は全て手作業であり、このため多くのミスが生じ、データの信頼性を低下させていることを指摘し、早急に電算機を導入し、データの一元管理を計る必要があることを指摘した。これを受け日本政府は、パソコン、プリンターを含むOA機器一式を資材供与した。Zhezkazgangeologiya社ではまず物探部門でいち早く利用し、データ解析に役立てている。現時点の問題点としては、パソコン台数の不足やソフトの不足、また習熟度の不足があるが、一日も早く探鉱業務への導入が待たれる。

## 第2章 第3年次調査への提言

1996年 (Phase III) の具体的な探鉱作業として次の諸点を提案したい。

### (1) 既存データのレビュー、評価・解析

特にジャマンアイバトCu鉱床のうち中央鉱体及び北鉱床の諸データ及び全体のまとめ。

### (2) 試錐

ジャマンアイバトCu鉱床において各鉱石タイプの基礎データ採取と選鉱試験を実施するため、中央鉱体で”複雑鉱”を採取するための試錐、および北鉱体で”銅-銀鉱”を採取するための試錐、各1孔、計2孔の実施。

### (3) 選鉱試験

試錐コアを使用した鉱床評価のための複雑鉱および銅-銀鉱についての選鉱試験の実施。

### (4) 鉱床評価

鉱床評価のための下記の諸作業の実施

- ① Geostatistics手法による現行試錐間隔の妥当性の検討。
- ② ジャマンアイバトCu鉱床の開発のための起業費、操業費の現地調査。
- ③ 可採鉱量の計算
- ④ ジャマンアイバトCu鉱床開発の概念設計および採算計算概算。



## REFERENCES

Glybovski, V.O., 1988, Peculiarities of localization of stratiform copper deposit in the Zhezkazgan–Sarysu depression (Permian–carboniferous red formation, type of cuprious sandstones), Ministry of Geology USSR and Kazakhstan Research and Development Institute of Mineral Resources, Almaty, No.2668, P.1 ~ 202, ph.D.Thesis.( in Russian ).

Ismailov, I.I.K., Report on prospecting copper deposits by geological– geophysical methods in scale 1:100,000 in marginal Devonian volcanic belt on the site Samarsky, 1989–1992, "Center Kezgeologiya", Production and Geology Association, Ministry of Geology, Book 1, P.1–260. Karaganda 1992. (in Russian).

Kogan, E., The report about the gravimetric survey in scale 1:50,000 in the eastern part of the Zhezkazgan–Sarysu by the South–Gravimetric 73 party., Archives of DGRÉ.( in Russian ).

Kotljarov, A., Smirnova, N., 1967–68, The report about seismic exploration works MOV, which were done by 23–24–25/67 and 55–56/68 parties of Zhezkazgan geophysical expedition on the area of the Zhezkazgan–Sarysu depression., Archives of DGRÉ.( in Russian ).

Kotljarov A., Smirnova N., 1971, The report about seismic exploration works MOV, done by 56/71 party of Zhezkazgan expedition in the south–eastern part of the Zhezkazgan–Sarysu depression. Archives of DGRÉ ( in Russian ).

Ministry of Metallurgy, Kazakhstan, USSR, 1985, Technological instruction for application of mining method with room stoping and backfilling in the mines of Zhezkazgan mining and metallurgy combinat.

Ministry of Metallurgy, Kazakhstan, USSR, 1985, Technological instruction for application of room and pillar mining method with leaving round pillars in the mines of Zhezkazgan mining and metallurgy combinat.

Novosibirsk, 1981, Methodological recommendation for electrical exploration works by method ZSB with use of the "CYCLÉ", P.96. ( in Russian ).

Nuralin, N.N., Bakarasov, V. et al, 1992, Precise study of Rocks and Ores of Zhaman–Aibat Deposit, Kazakhstan Academy of Sciences, Geology Institute, Almaty, P.1 ~ 214. ( in Russian ).

Ospanova, G., 1992, Laboratory investigations of geotechnological methods of recovery ore admixed components from the Zhaman–Aibat sediments ores and schemes of Processing of productive solutions, feasibility study and choosing rational option of leaching copper, copper–lead and copper–silver ores in three samples of 50kg weight each. International Center of World Culture–Kazakh Branch, Almaty, P.1 ~ 96. ( in Russian ).

Pack, V.P., Chalova, R.T. and Krukova, E.I., 1991, Large–scale laboratory testing of ore dressing parameters at two samples from Zhaman–Aibat deposit based on flow charts of Zhezkazgan combine providing complex use of row materials, P.1 ~

Pokusaev, A.V., 1975, Short summary of the results of geochemical survey at Samarsky area. P.1 – 5. (not published, by personal communication)

Salkov, S.V., 1991, Geological and mineralogical features of outlining ore location at the field of copper sandstones Zhaman–Aibat (Central Kazakhstan), Ministry of Geology, USSR, “ Kazrudgeologia ” Kazakh Scientific Institute of Mineral Resources, No.2751, P.1 ~ 180, p.h.D.Thesis. ( in Russian ).

Shamaeva, T.S., 1991, Studying of ore dressing of 30 small–scale technological samples of zinc, lead–zinc, copper–lead–zinc, and copper–zinc ores from Zhaman–Aibat deposit, Karaganda, LOPI TSL TSKPGO, P.1 ~

Sheripov, A., 1987–1990, The regional geophysical works in scale 1:50,000 at the area of the Zhaman–Aibat copper deposit on papers L–42–42–A, B, V, G., The Zhetikonur party. ( in Russian ).

Shuvatov, T.B., The report about results of regional geophysical works in scale 1:50,000 in the north–western part of the Chu–Ili anticline on the papers L–42–43 A, B, V, G ( the Azat area ), Archives of DGRE. ( in Russian ).

Skalskii, N., 1959, The report about the results of combined geophysical researches by Gravimetric party of DGPhE in outlines of the Zhezkazgan–Taskura zone, Trapeze M–42–135; L–42–3,4,15,16 and L–42–42,43.; Archives of DGRE. ( in Russian ).

Skirda, P.I., 1989, Results of exploration–estimating works at the Zhaman–Aibat deposit, “ Center Kazgeology ” Production and Geology Association, Karaganda, Vol.1 of 3, No.2667, P.1 ~ 319.( in Russian ).

Skirda, P.I., and Sosura, B.B., 1984, Report of general prospecting of the copper deposits in the area of the Eastern Flange of the Zhezkazgan–Sarysu depression for 1981–1984, Kazakhstan Ministry of Geology “ Center Kazgeologia ” Production and Geology Association, Karaganda, No.2425, P.1 ~ 291.(in Russian).

Slobodchikov, V.G., 1992, Geological structure and minerals of the Zhaman–Aibat area, Ministry of Geology of Kazakhstan “ Center Kazgeologia ” Production–Geological Association, Central Prospecting–Survey Expedition, Karaganda, No.2743, P.1 ~ 273.( in Russian ).

Smirnova, N., 1983–86, The report about results of detailed geophysical works in the northern part of the Kumola syncline and at the Zhaman–Aibat area, Archives of DGRE, P.262. ( in Russian ).

Strokin U., Smirnova N., 1973, The report about seismic exploration and detailed works in outline of eastern part of the Zhezkazgan–Sarysu depression at the Zhideli, Zhaman–Aibat and Zhatiktau areas., Archives of DGRE ( in Russian ).

Susura, B.B., and Kolmogorov, B.Y., 1991, The substance composition of ores and ore–containing rocks in the Zhaman–Aibat deposit, recommendations for carrying out prospecting copper, “ Kazrudgeologia ” Scientific–Production Association, “ Kazims ” Kazakhstan Scientific–Research Institute of Mineral Resources, Vol.2 of 4, No.2707, P.1 ~ 176.( in Russian ).

Susura, B.B., Sjmelov, A.A., Glybousky, V.O., and Strutynsky, A.V., 1989, Prospects for stratiform copper deposits in the Zhezkazgan–Sarysu depression, P.13 ~ 18.( in Russian ).

Uzhba, V.I., 1990, Report on adding copper reserves of C<sub>1</sub> and C<sub>2</sub> category of the Zhaman-Aibat deposit (Eastern Section), "Geologicheskoy" Settlement, "Kazgeologia". Zhezkazgan Prospecting Expedition, P.1 ~ 130. (in Russian).





# Appendices

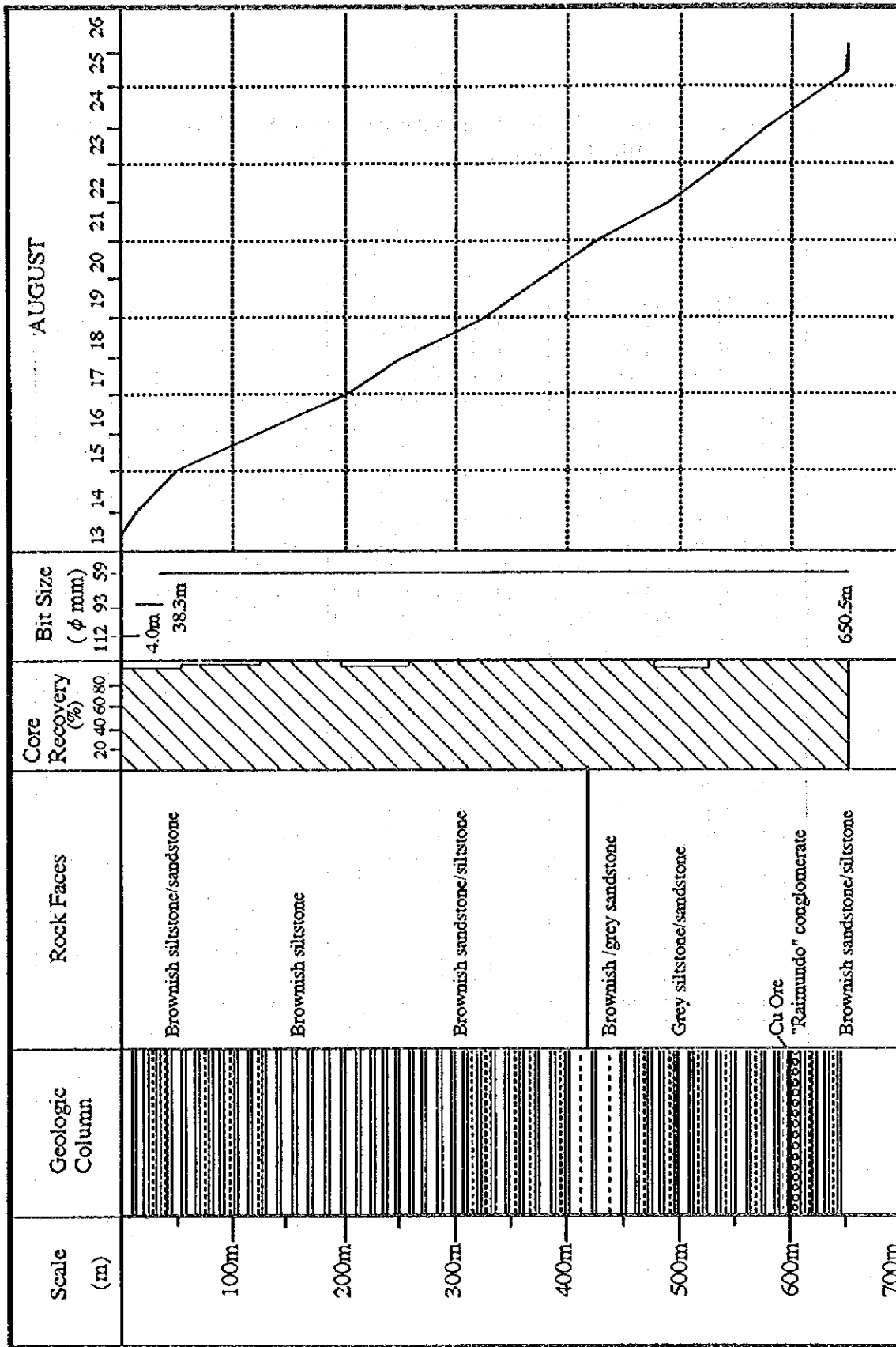




Appendix 1 Assay Results of Check Analysis of Ore Samples from the Zhaman-Aibat Ore Deposit

Sample Location				Dzezukazgan Labs				Chemex Labs				
Drill No.	Spl. No.	From (GL-m)	To (GL-m)	Cu %	Pb %	Zn %	Ag g/t	Cu %	Pb %	Zn %	Ag g/t	Au g/t
364	16624	621.20	621.70	1.65	<0.05	<0.05	4.2	1.65	<0.01	0.02	4.1	<0.005
364	16625	621.70	622.30	3.70	<0.05	<0.05	16.5	3.62	0.01	<0.01	10.5	<0.005
364	16626	622.30	622.80	11.06	<0.05	<0.05	50.0	10.20	0.02	<0.01	42.3	<0.005
364	16627	622.80	623.30	5.53	<0.05	<0.05	35.0	5.46	0.01	<0.01	22.8	<0.005
364	16628	623.30	624.00	11.55	<0.05	<0.05	67.0	11.80	0.01	0.01	49.2	<0.005
364	16629	624.00	625.00	4.44	<0.05	<0.05	18.5	4.59	0.01	0.01	20.4	<0.005
364	16632	626.00	626.50	0.47	<0.05	<0.05	3.4	0.52	<0.01	0.01	1.6	<0.005
266	30225	613.20	613.80	2.04	<0.05	<0.05	6.0	1.39	<0.01	0.01	5.6	<0.005
266	30229	615.30	615.90	1.87	<0.05	<0.05	5.0	1.88	0.01	0.01	4.7	<0.005
266	30230	615.90	616.60	4.56	<0.05	<0.05	18.0	4.55	0.01	0.01	15.9	<0.005
266	30231	616.60	617.10	0.50	<0.05	<0.05	4.0	0.49	<0.01	0.01	2.4	<0.005
266	30232	617.10	617.80	2.21	<0.05	<0.05	15.5	2.10	<0.01	0.01	23.1	<0.005
266	30233	617.80	618.80	5.28	<0.05	<0.05	23.5	5.13	<0.01	0.01	27.6	<0.005
279	30637	613.80	614.30	0.35	<0.05	<0.05	2.0	0.33	<0.01	0.01	0.7	<0.005
279	30640	615.80	616.30	3.72	<0.05	<0.05	19.5	3.35	<0.01	0.01	21.4	<0.005
279	30642	616.90	617.50	1.90	<0.05	<0.05	11.5	1.88	0.01	0.01	11.5	<0.005
252	13989	615.40	615.90	3.04	<0.05	<0.05	17.0	3.12	<0.01	0.01	15.9	<0.005
254	30010	597.05	597.70	2.62	0.15	<0.05	10.0	2.65	0.01	0.01	10.6	<0.005
254	30011	597.70	598.20	3.40	<0.05	<0.05	9.5	3.45	0.01	0.01	8.5	<0.005
254	30012	598.20	598.70	0.90	<0.05	<0.05	3.5	0.94	<0.01	0.02	1.6	<0.005
254	30013	598.70	599.20	0.23	<0.05	<0.05	0.5	0.23	0.01	0.02	<0.3	<0.005
254	30014	599.20	599.70	3.26	<0.05	<0.05	7.5	3.16	0.01	0.02	9.7	<0.005
254	30015	599.70	600.25	6.36	<0.05	<0.05	10.5	6.29	0.01	0.01	11.0	<0.005
245	15540	598.50	599.00	4.67	<0.05	<0.05	10.0	4.19	<0.01	0.02	14.7	<0.005
398	18005	528.90	529.90	2.88	<0.05	<0.05	4.5	2.93	<0.01	0.02	4.5	<0.005
398	18008	531.50	532.00	0.95	<0.05	<0.05	3.4	0.99	<0.01	0.01	3.4	<0.005
567	111883	523.45	524.10	1.50	<0.05	<0.05	4.4	1.34	0.01	<0.01	4.6	0.025
567	111887	526.25	526.80	0.43	<0.05	<0.05	3.0	0.45	<0.01	<0.01	2.6	0.025
726	120448	574.10	574.60	3.05	<0.05	<0.05	16.0	3.35	<0.01	0.01	12.0	<0.005
726	120449	574.60	575.10	6.25	<0.05	<0.05	21.7	5.98	<0.01	0.01	20.5	<0.005
726	120453	576.60	577.70	2.61	<0.05	<0.05	4.4	2.87	<0.01	<0.01	3.4	<0.005
255	30042	600.60	601.50	3.16	<0.05	<0.05	7.3	3.01	0.01	<0.01	7.5	<0.005
402	18072	550.10	550.60	1.23	<0.05	<0.05	2.6	1.17	0.02	0.01	1.9	<0.005
402	18073	550.60	551.10	1.84	0.22	<0.05	4.6	1.93	0.06	0.01	3.5	<0.005
402	18074	551.60	552.60	6.36	0.42	<0.05	15.0	6.26	0.11	0.02	10.9	<0.005
402	18075	552.60	553.60	4.36	0.27	<0.05	10.0	4.53	0.07	0.02	6.8	<0.005

Appendix 2 Drilling Progress by Hole



Appendix 3 List of Drilling Equipments

Article	Model	Specification	Quantity
Drilling machine	Z I F - 650 M	Capacity : $\phi$ 59mm 800m Inner diameter of spindle : 63.5mm Spindle speed : 81~800 rpm Weight : 2800kg	1 set
Power unit	A-2-4 2-4	Electric Motor Revolution : 1450rpm Related power : 30 kw 380v	1 set
Drilling pump	NB-320/100	Type : 3 cylinder single acting Volume (max) : 320 $\ell$ /min Pressure (max) : 63 kg/cm <sup>2</sup>	1 set
Power unit	4A200-M 6 U Z-220/380v	Electric Motor Revolution : 100rpm Related power : 22kw 380v	1 set
Water supply pump	6-12-33A	Type : turbine Volume (max) : 50 $\ell$ /min Pressure (max) : 50kg/cm <sup>2</sup>	1 set
Power unit	AO2-y 1-6	Electric motor Revolution : 960rpm Related power : 3 KW	1 set
Wire line hoist	K-6 3 $\times$ 25+1 $\times$ 16		1 set
Derrick	m R U 6 U-18/20	Pipe structural derrick	1 set
Generator	6 ms-13-41 12 Om-4	Diesel engine Revolution : 500rpm Related power : 320KVA Weight : 4080kg	1 set
Drill rod	CCK-59		650m
Water tank		9m <sup>3</sup>	1 set

**Appendix 4 Amount of Consumed Materials of Drilling Survey**

<b>Article</b>	<b>Unit</b>	<b>Quantity</b>
Diamond Bit 59mm	Pcs	10
Cemented carbide bit 112mm	Pcs	1
do. 93mm	Pcs	3
Diamond reaming shell 59mm	Pcs	2
Core lifter	Pcs	13
Core lifter case	Pcs	6
Core box	Pcs	130
Lost circulation material	Kg	100
Diesel	l	8000
Gasoline	l	2800
Engine oil	l	400

Appendix 5 Operational Results of Drilling Survey

Item	Drilling hole No.		MJK - 1	
Drilling Data	Drilling length	(m)	650.5	
	Core length	(m)	640.55	
	Core recovery	(%)	98.5	
	Depth by 112mm size	(m)	4.0	
	do. 93mm size	(m)	34.3	
	do. 59mm size	(m)	612.2	
	Casing pipe 108mm	(m)	4.0	
	do. 89mm	(m)	38.3	
	Drilling machine		ZIF - 650	
Working Period	Working Period		8.13~8.26	
	Actual Working Days	(d)	14	
	No Working Days	(d)	0	
	Total	(d)	14	
	Actual Working Days	Mounting	(d)	0.5
		Drilling	(d)	12.5
		Dismounting	(d)	0.5
		Others	(d)	0.0
		Total	(d)	13.5
	Drilling length / Working Period		(m/d)	46.5
Drilling length / Drilling days		(m/d)	52.0	
Drilling length / Drilling shifts		(m/s)	26.0	
Working Time	Drilling	(h)	167°05'	
	Hoisting & Lowering rod etc.	(h)	132°55'	
	Repairing	(h)	0°00'	
	Sub total	(h)	300°00'	
	Mounting	(h)	12°00'	
	Dismounting	(h)	12°00'	
	Others	(h)	0°00'	
	Total	(h)	324°00'	
	Drilling length / Drilling hour		(m/h)	3.9
	Workers	Total drilling workers		295
Total drilling workers / Drilling length		(w/m)	0.45	

[Faint, illegible text, possibly bleed-through from the reverse side of the page]

0

0

0

