

ザンビア共和国  
燐 鉍 石 開 発 計 画  
調 査 報 告 書

1985年

国際協力事業団

鉍計資

CR10

85-91



JICA LIBRARY



1029781[0]

11730



ザンビア共和国  
燐 鉍 石 開 発 計 画  
調 査 報 告 書

1985年

国際協力事業団

国際協力事業団	
受入 月日 '85. 7. 16	533
	66.9
登録No. 11730	MPN

## は し が き

日本国政府は、ザンビア共和国政府の要請に基づき、同国シンドウエスト鉱区の燐鉱石開発計画に関するプレフィジビリティ調査を行うこととし、その実施を国際協力事業団に委託した。

当事業団は、小野孝氏を団長とする9名の専門家から成る調査団を編成した。

調査団は、1984年6月16日から7月15日及び同年9月4日から9月24日までの間、現地調査を行い、帰国後、現地調査で得られた結果と資料に基づいて問題点の解析・検討等の国内調査を行った。

本報告書は、この成果を取りまとめたものである。本報告書が、ザンビア共和国の燐鉱石開発計画の推進に役立つとともに、同国の社会的・経済的發展に寄与し、ひいては、同国とわが国との経済交流、友好親善をより一層深めることに貢献出来れば幸いである。

終りに、本調査の任に当られた団員のご協力に敬意を表するとともに、調査に際し、多大のご協力を頂いたザンビア共和国政府関係機関、ザンビア鉱工業開発公社、在ザンビア日本国大使館、外務省及び通商産業省の関係各位に対し、深く感謝の意を表わすものである。

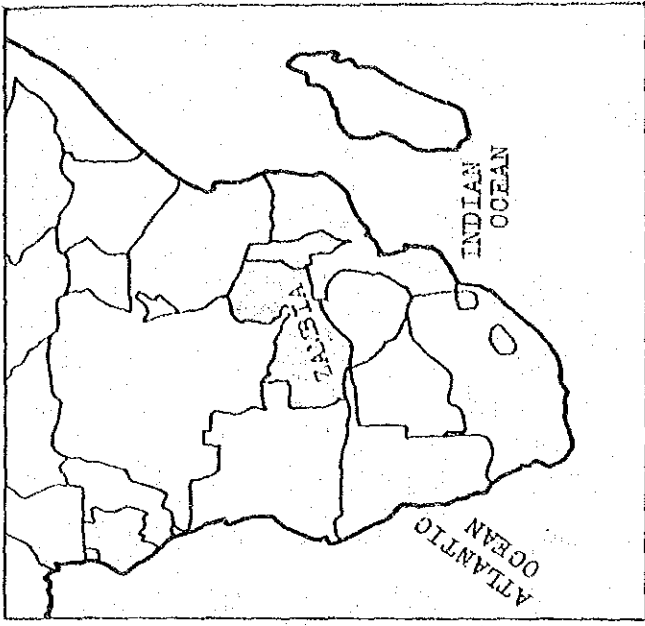
1985年6月

国際協力事業団

総裁 有 田 圭 輔

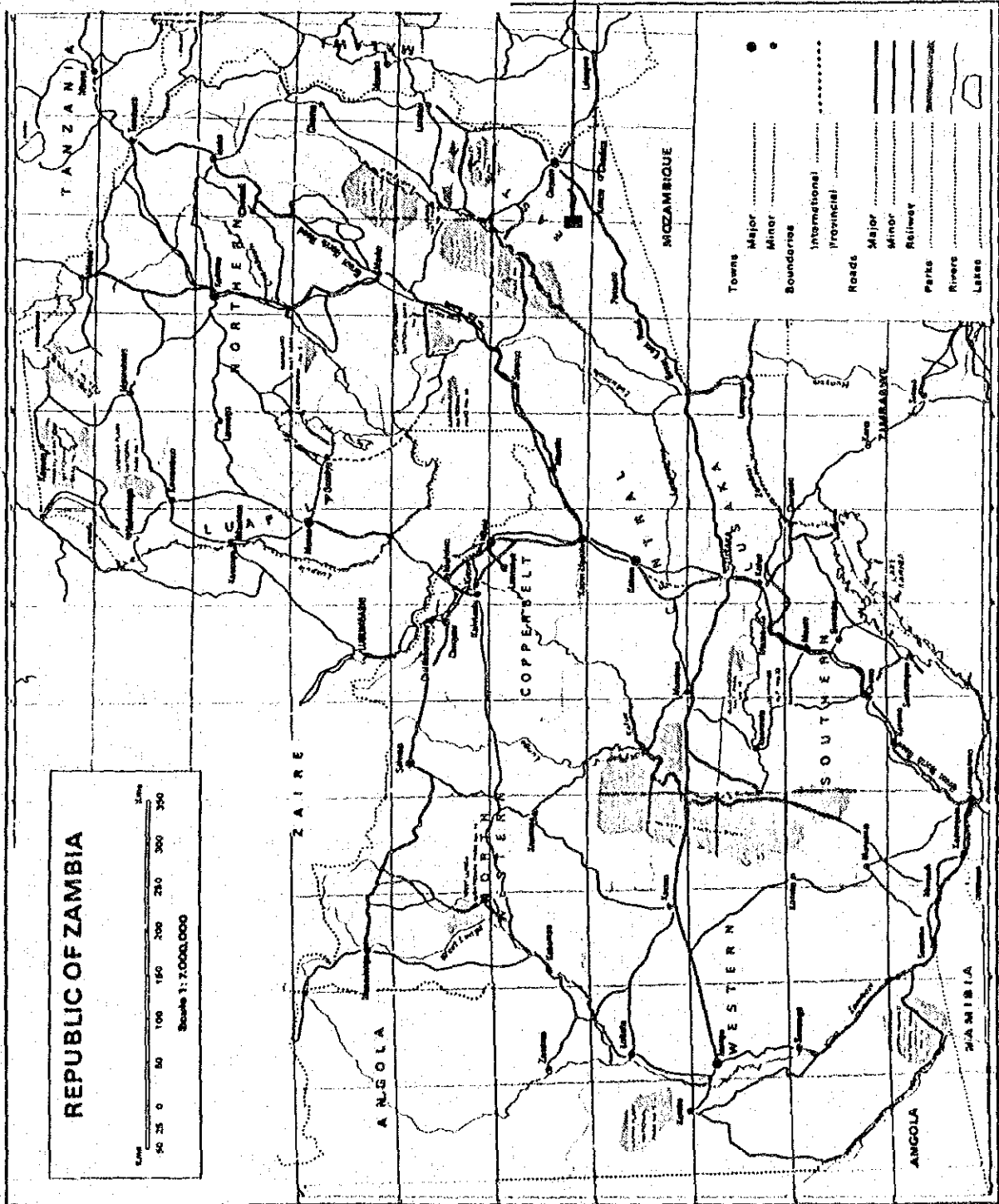






Sinda west PL183  
(Chilembwe)

第 1 圖 位置圖



Printed by the Government Printer, Lusaka.

Copyright reserved by the Government of the Republic of Zambia.



## 要 旨

ザンビア共和国では、農業生産力の増強を国家計画の柱の一つとして打ち出しているが、その一環として鉱工業開発公社の探査部で調査中のチレンブエ燐鉱床に対する技術協力が要請された。

これにもとづき、国際協力事業団は燐鉱石開発計画調査として、野外調査と室内研究を実施し、その結果を基礎として30%P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>の燐灰石精鉱を、年産35,000トンとし、14年以上にわたって生産するべく採掘計画を策定した。

起業費と操業費の算定にもとづき、財務的および経済的内部利益率が求められたが、これによると、私企業としての利益率は低くなるが、国民経済にもたらされる便益は高いと想定される。

燐灰石鉱業が成立する為には、国内に燐肥工場が存在している事が前提となる。したがって鉱山のみならず、肥料工場まで含めた、燐酸塩工業全体としての総合評価が望まれる。

# 目 次

第1章 概 要 .....	1
1.1 本プロジェクトの背景 .....	1
1.2 ザンビアの燐資源 .....	1
1.3 調査の目的 .....	1
1.4 調査計画 .....	1
1.5 調査内容 .....	2
第2章 チレンブエ鉱床 .....	3
2.1 位置および交通 .....	3
2.2 地形, 気候 .....	3
2.3 既往の調査 .....	3
2.4 地質 .....	4
2.5 鉱床 .....	4
2.6 試錐 .....	4
2.6.1 第2鉱体 .....	4
2.6.2 第4鉱体 .....	5
2.7 化学分析 .....	5
2.8 鉱量計算 .....	6
第3章 マグネシウム鉱床 .....	8
3.1 マグネシウム資源 .....	8
3.2 調査内容 .....	8
3.3 カエンドウ・ランチ .....	8
3.4 試錐計画 .....	8
3.5 分析結果 .....	9
3.6 試錐結果 .....	9
第4章 選鉱試験 .....	10
4.1 供試試料 .....	10
4.2 鉱物試験 .....	10
4.2.1 破砕特性および化学分析値 .....	10
4.2.2 X線回析 .....	11

4.3	重液分離試験	11
4.4	浮遊選鉱	11
4.4.1	捕収剤比較試験	11
4.4.2	粗粒浮選	12
4.4.3	準粗粒浮選	12
4.4.4	総括浮選	13
4.4.5	中試験	13
4.5	選鉱場設計用諸試験	14
4.5.1	ワーク・インデックス	14
4.5.2	沈降試験	14
4.5.3	濾過試験	15
4.6	予想選鉱成積	15
第5章	採鉱	16
5.1	採掘法	16
5.2	採鉱機械の選定	16
5.3	最終ピット設計	16
5.4	採鉱計画	17
5.5	操業計画	17
5.6	技術データ	18
5.6.1	設計基準	18
5.6.2	年間生産計画	19
5.6.3	初期剝土	20
5.6.4	操業計画	20
5.6.5	研捨場	20
5.6.6	必要重機車輦類	21
5.7	操業費	22
第6章	選鉱	24
6.1	概要	24
6.2	一次破碎	24
6.3	二次・三次破碎	24
6.4	磨鉱	24

6.5	浮選	25
6.6	濃縮・脱水	25
6.7	廃滓処理	25
6.8	鉱量・品位管理	25
6.9	選鉱用水	26
6.10	試薬	26
6.11	計装	26
6.12	その他	26
6.13	分析, 試験室	27
6.14	技術データ	27
6.14.1	設計の基準	27
6.14.2	選鉱成績表	30
6.14.3	主要原単位	30
6.14.4	計装	30
6.14.5	建屋	31
6.14.6	必要機械類	31
6.15	操業費	32
第7章	補助部門	34
7.1	電力供給設備	34
7.1.1	概要	34
7.1.2	配電設備	34
7.2	用水供給設備	35
7.2.1	概要	35
7.2.2	需要量	35
7.2.3	供給方法, 設備	36
(1)	水源	36
(2)	取水設備	36
(3)	送水設備	37
(4)	浄水設備	38
(5)	配水設備	38
7.3	道路工事	39
7.3.1	進入道路	39

7.3.2	構内道路	39
7.3.3	用水設備道路	39
7.4	廃滓堆積場	40
7.4.1	位置の選定	40
7.4.2	地形	40
7.4.3	流域	40
7.4.4	堆積場の型式	40
7.4.5	かん止堤	40
7.4.6	施工	41
7.4.7	築堤計画	41
7.4.8	排水計画	42
7.5	付帯設備	46
7.5.1	修理工場	46
7.5.2	重機車輛修理工場	46
7.5.3	火薬庫	46
7.5.4	倉庫	46
7.5.5	事務所	47
7.5.6	食堂	47
7.5.7	その他	47
7.6	山元福利施設	48
7.6.1	概要	48
7.6.2	鉸山関係者の推定	48
7.6.3	用地	48
7.6.4	住宅	48
7.6.5	サービス施設	49
7.6.6	上下水道設備	49
7.7	保全関係	50
7.8	総務関係	50
第8章	生産計画と人員	51
8.1	生産計画	51
8.1.1	生産初年度	51
8.1.2	操業形態	51

8.2 組織及び人員 .....	51
第9章 開発スケジュール .....	53
第10章 起業費・操業費 .....	54
10.1 起業費 .....	54
10.1.1 総括 .....	54
10.1.2 算定の基礎 .....	54
10.2 追加投資更新計画 .....	56
10.3 操業費 .....	57
10.3.1 部門別年間平均操業費 .....	57
10.3.2 算定の基礎 .....	58

<参 考>

1. 財務評価 .....	60
2. 経済評価 .....	66

<付属資料>

1. ザンビア燐鉍石母岩調査
2. 地耐力試験結果
3. 精 鉍 輸 送



# 第1章 概 要

## 1.1 本プロジェクトの背景

ザンビア共和国は、世界有数の銅およびコバルトの生産国の一つであって、その鉱産物輸出は最大の外貨獲得手段となっている。しかしながら、長期にわたる銅価の低迷は、同国の外貨事情を悪化させて来ており、その為、同国は1979年より1983年にかけての第3次国家開発計画の重点政策の一つとして、農業生産力の増強を旗じるしにかかげている。

現在、国内消費の60%を占める複合肥料は輸入に頼っており、国産の窒素単肥は需要の25%を満たすにすぎないのが現状である。

## 1.2 ザンビアの磷資源

ザンビア政府は、農業生産力向上の一つの手段として、燐酸肥料の国内生産を目ざしている。ザンビア鉱工業開発公社の探査部門であるミネックスは、磷資源の探査にも従事しており、今迄に火成源の鉱床として、2つのタイプの鉱床を見出している。閃長岩に伴うものとして東部州のチレンブエや中央州のムンブワがあり、カーボナタイトに伴うものとしてはルサカの東方220kmのカルウエがある。同様な鉱床は又コンブワにも知られているが、鉱石鉱物がイソカイトで、この鉱物については商業的な利用法が知られていない。これら火成源の鉱床の他にも堆積性の鉱床の探査も行なわれている。

## 1.3 調査の目的

燐の高い異常値は1970年代後半の概査において見出され、以来ミネックスは東部州のシソダ西方地域のチレンブエのいくつかの有望地域の探査にあたって来た。ザンビア政府の要請にもとづき、国際協力事業団は1983年10月に予備調査団を派遣、その結果、燐鉱石開発計画調査を実施する事を決定した。このプロジェクトは、燐肥料の国内生産実現への第1歩としてチレンブエの燐灰石鉱床開発における採算性を検討しようとするものである。

## 1.4 調査計画

S/Wによりプロジェクトを2段階にわけ、第1ステージとして

- (1) 試錐を追加して鉱量の確度をたかめること
- (2) 選鉱試験を行うこと

を目的とし、同時に燐肥の形態として溶性燐肥と決定した場合に必要なマグネシウム資源の予察を行う事とした。

第1ステージの結果、問題がなければ、プロジェクトは第2ステージへと進められ、採掘計画の策定とその採算性の予察が行なわれる。

1984年6月18日、ザンビア鉱工業開発公社と国際協力事業団との間にS/Wが締結された。

### 1.5 調査内容

チレンプエ鉱床は閃長岩体中の4つの燐灰石鉱体よりなっている。予備調査団は、第2および第4鉱体を試錐対象として選定し、60m孔18孔を予定した。第2鉱体には、それまでに既に9孔が掘さくされていたが、全鉱量の3分の2がこの鉱体によつていたため、更に6孔を追加する事とし、また第4鉱体には試錐の実積がなかった事による。当初、第2ステージに進める場合の条件として、

- (1) 鉱量として150万トン以上が見込めること

即ちザンビアでの燐肥料の消費量の約半分を10ないし15年にわたって供給出来ること。

- (2) 25%  $P_2O_5$  以上の精鉱品位が得られること、

溶性燐肥の原料とするには20%以上であればよいが、高品位のものを得ようとする、選鉱過程が複雑となって、起業費、操業費共に上昇する反面、品位が高ければ運搬される量もそれだけ少なくて済む訳で、運搬費が軽減される。このような条件を勘案して25%以上を目標におく。

の2つを設定した。実施にあたって、燐鉱床探査に18孔、計1,080m、またマグネシウム鉱床の予察に3孔、180mの試錐が割当てられ、また、選鉱試験では、電気炉で発生する炭酸ガスによる飛散を防ぐ目的で150メッシュ以上の粒度を有する精鉱を回収する事とした。

第1ステージにおける調査内容を、第2、第3および第4章にとりまとめ、第5章から第10章にわたって生産計画とその設計に関する事項を説明し、第11章および第12章でプロジェクトの評価について述べる。

生産規模の決定にあたっては、ザンビアでの $P_2O_5$ の年間消費量を20,000トンとし、その50%を当プロジェクトより供給する事とした。可採粗鉱の品位を11.5%、採収率を88.4%とすると、

$$10,000 \div (0.115 \times 0.884) = 98,400 \text{ t/年}$$

であるから、選鉱場は年間290日で104,000トン进行处理するべく、修理などによる休転を考慮して1日当り最大400トンの能力で設計し、また採鉱は、雨期の間30日の稼働不能日が発生すると仮定して、260日操業で、1日当り400トン出鉱する様に計画した。採鉱・選鉱の設計に関する技術的データは各章の末尾に添付する。

なお、本報告書はプレF/Sレベルで組立てられており、プロジェクトの実施にあたっては、その時点での見直しを必要とする。

Table 1 Drilling Scheme

	INITIAL		ACTUAL	
	NUMBER OF HOLES	LENGTH ALLOTTED	NUMBER OF HOLES	LENGTH DRILLED
No. 2 Orebody	6	360.0 m	10	534.8 m
No. 4 Orebody	12	720.0	10	468.7
Total Phosphate	18	1,080.0	20	1,003.5
Dolomite	3	180.0	5	180.0
<b>TOTAL</b>	<b>21</b>	<b>1,260.0</b>	<b>25</b>	<b>1,183.5</b>

## 第2章 チレンブエ鉱床

### 2.1 位置および交通

チレンブエ鉱床は、南緯13°59′、東経31°41′にある。名称は、鉱床の北西約8 kmにある部落の名に由来する。ミネツクスのキャンプはシンダの28 km北にあたり、ここより一番遠い第2鉱体までは9 kmである。シンダは、ルサカの東方460 kmにあつて、マラウィに至るグレート・イースト道路によって結ばれている。

### 2.2 地形・気候

当域は、ザンベジ川、ルアングワ川両流域の分水界の約30 km北に位置する。ルサンドワ川の上流にあつており、また、地域の4 km東側にはカサンガジ川が南から北に流れていて、ルサンドワ川と共にルアングワ川に合流する。マンクワラ・ダムは、鉱床の東にあたるカサンガジ川に設けられている。

地形は疎い灌木におおわれた平坦な地形を呈し、標高約920mで、ムカンガラ丘陵の西斜面にあつて、ゆるく西に傾斜する。年間降水量は約1,000ミリメートルで、大部分は11月から3月にかけて集中的に降る。

### 2.3 既往の調査

鉱区は、かつて探鉱ライセンスNo 144ルサンドワにかかるもので、現在、No 183シンダ・ウエストと呼ばれている。1980年以來、ミネツクスによって、地質、地化学および物理探査が継続されている。

放射能探査では第1および第2鉱体で示徴が得られており、比抵抗法はペグマタイトとの識別に用いられた。一方、磁気探査では有効性が見出されておらず、また、重力探査は機器がなくて試みられていない。

物理探査による示徴の解明と、第1から第3鉱体にかけての深部の情報を得る事を目的として、1982年に15孔、計805mの試錐が行なわれている。No 1からNo 5は第1鉱体に、No 13は第3鉱体に、残りの9孔は第2鉱体に掘進された。そのほか、多くのピットやトレンチが設けられている。

予備調査団によると、第1鉱体は65×35 mの拡がりをもち、試錐では56mまで鉱石を見出しているが、40 m迄の深さをとつた場合、15% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>で約17万トンと見積られ、第2鉱体は170m×50mで、深度60mとして12%で100万トン、第3鉱体は60m×15mで、30 mまでで13%、5万4,000トンのポテンシャルがある。第4鉱体は長さ100m、巾25 mの規模を有するが、試錐は行なわれていなかった。かくして、第2鉱体と第4鉱体が追加試錐の対象に選定された次第である。

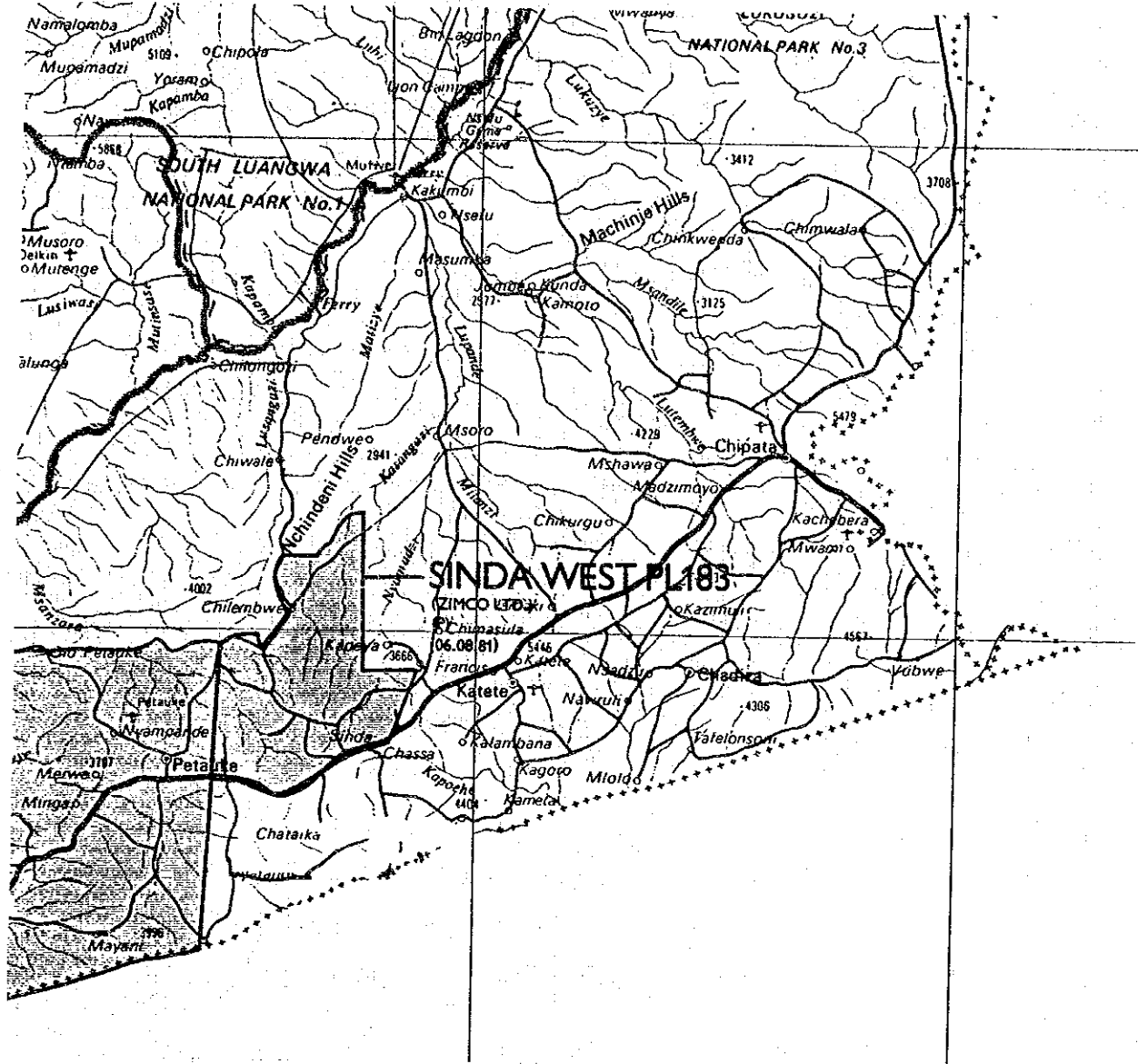


Fig. 2-1 PROSPECTING, EXPLORATION AND MINING LICENCE AREAS FEBRUARY, 1982



PL PROSPECTING LICENCE (WITH DATE OF ISSUE)

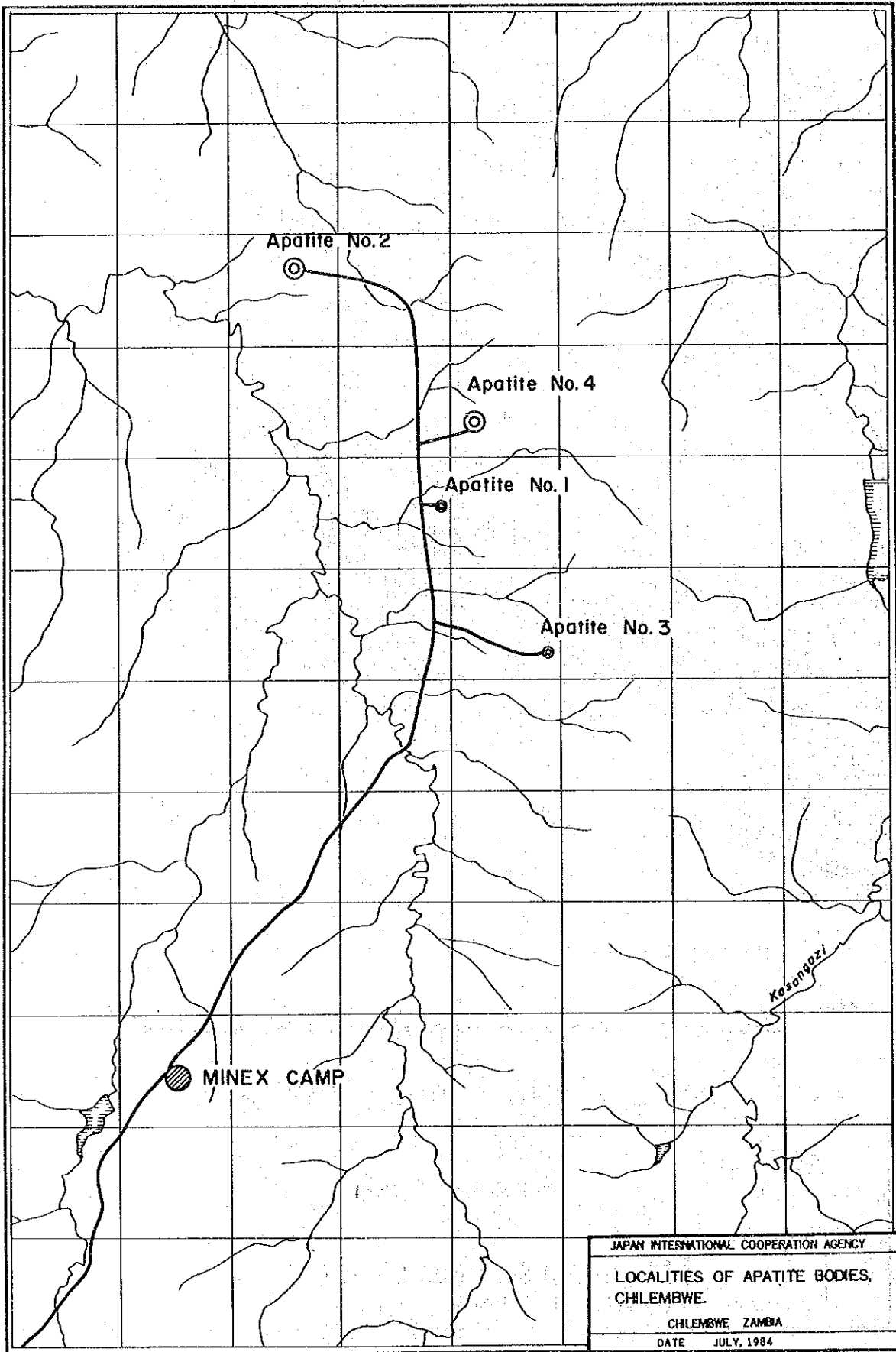


Fig. 2-2

## 2.4 地 質

地域を構成する岩石は、先カンブリア紀のムヴェア系に属するルサンドワ層群に貫入した閃長岩ないしモンゾニ岩で、花こう岩と共にシンダ・パソリスの一部をなす。ルサンドワ層群は北々東の方向性を有するチンデニ造山帯中のコンコードナントな片麻岩とこれに伴う変堆積岩類よりなる。

## 2.5 鉱 床

チレンプエ鉱床は閃長岩類中のいくつかの隣鉱床を指しており、岩石は完晶質で粗粒ないし中粒であり、雲母閃長岩からモンゾニ岩にわたっている。また、角閃石岩を主とした雲母に富む超塩基性岩が第3および第4鉱体に露出する。ペグマタイトは最後の生成物で、アルカリ長石と石英の巨晶よりなる。

隣鉱床は見かけ上、2種に大別できる。第1および第2鉱体は塊状の優白色の鉱床で、石英と隣灰石よりなり、これに対し第3および第4鉱体は隣灰石、雲母、角閃石および輝石よりなり、シルないし岩脈状をなして、閃長岩に貫入する超塩基性岩に伴われている。

第2鉱体は小さい丘に沿って楕円状に露出し、軸石は南北方向に190m、東西方向に60mの中で広く分布する。南東縁はペグマタイト岩脈に切られる。また南側にある沢には褐鉄鉱化した深成岩が分布して鉱体の南縁を制限している。この鉱床はアルカリ火成岩マグマの分化末期の産物とみなされる。

第4鉱体は小さい低地にある。予備調査団の視察ののちに、トレンチは東へ延長され、さらに南北に新たなトレンチが設けられた。鉱化は風化した超塩基性岩中であって長さ100m巾40mの拡がりを持つ。東の台地は褐鉄鉱化したモンゾニ岩に、時として角閃岩を伴い、また新鮮なペグマタイト岩が分布している。

## 2.6 試 錐

1984年3月、ミネックスによって試錐に関する応札者が募集され、ジェオミンというルーマニアの会社が相手として決定した。契約交渉にあたってはインフレーションやデバリエーションにからむ条件で難行したが、ほど当初の予定通り6月28日工事に着手、8月8日に終了した。

### 2.6.1 第2鉱体

当鉱体の最も深い値は、傾斜掘りのDDH、8号孔で、垂直深度78.4mまで記録されているが、今回の対象深度は60mまでとした。鉱量の増大をはかる目的で、試錐点は、主に前回の範囲の外側に配置した。途中、最良の結果が西側のⅡ-5号孔で得られた事により、西側の

限界を定めるべく更に2孔が追加された。

閃長岩類は粗粒ないし中粒完晶質で、主としてアルカリ長石、黒雲母、角閃石および少量の輝石よりなる。この岩石は鉍体の母岩をなすほか、鉍体中にゼノリスとして産する。

角閃石岩は主として鉍体周辺で、狭い岩脈ないしシル状に分布し、その巾は通常1 m以下である。少量の燐灰石の鉍染がみられるほか、燐灰石の細脈に切られる。

燐灰石岩は中粒の、均質な岩石で燐灰石と石英よりなり、少量の長石、黒雲母および角閃石を伴う。閃長岩や角閃石岩をゼノリスとして含み、また巾数mのペグマタイト岩脈に切られる。

## 2.6.2 第4鉍体

当初、第4鉍体を対象に12点が設定されたが、トレンチの第1、第2での観察の結果、鉍化は北西側でせん滅する傾向にある事により、北側の2点を廃し、鉍床は南東側に広がるとの期待のもとに、他の試錐点はこの方向をやや広くカバーする様に設けた。

燐灰石岩は、閃長岩中で緩傾斜のシル状をなす超塩基性岩の中で、層状をなして産する。採掘単位の厚さとしては2枚の鉍体が認められた。超塩基性岩は長石、黒雲母、角閃石および輝石よりなる。粒度は1ミリ未満から10ミリにわたっている。第2鉍体の地質と比較すると、このタイプの鉍石は分化のやゝ早い時期の産物とみなしうる。

## 2.7 化学分析

試錐試料はミネックスのキャンプ内の分析所で比色法により  $P_2O_5$  として検定された。ヒストグラムに示した如く、分析数の70%は6%以下の品位を示し、6%以上のものの分布とは異なった分布を示す。これより、鉍量計算に用いるカット・オフ・グレードを仮に6%と定めた。

このうち、47個のサンプルを日本で再分析した結果、相関係数は0.98で、キャンプでの分析値をY、日本での分析値をXとしたときの回帰式として

$$Y = 1.29X - 0.59$$

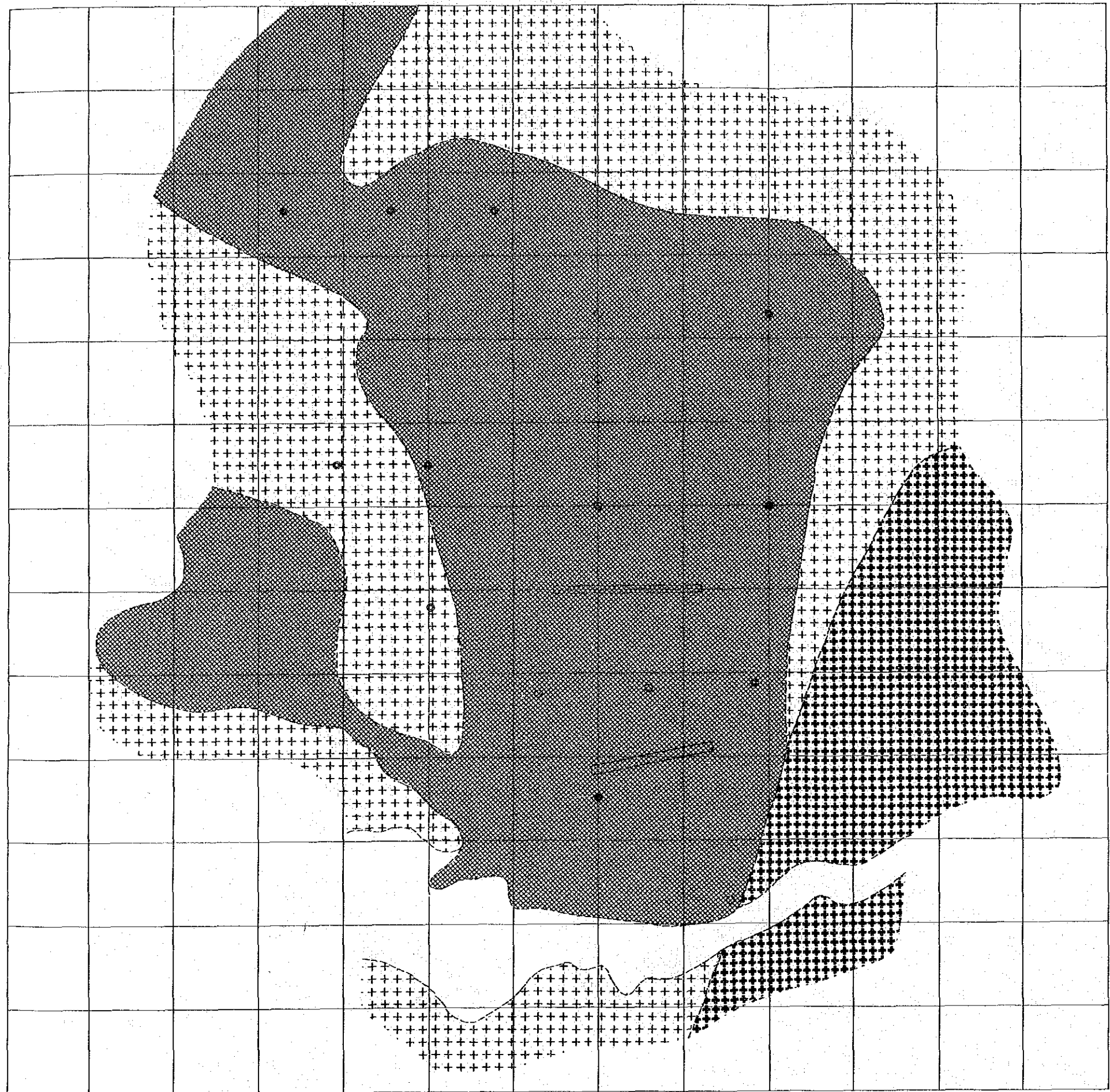
不偏分散の平方根として

$$\sqrt{V} = 2.11$$




が得られた。







Legend

-  Pegmatite
-  Apatite rock
-  Syenite ~ Monzonite

JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY	
<b>INFERRED GEOLOGY</b>	
<b>No. 2 OREBODY, CHILEMBWE</b>	
CHILEMBWE ZAMBIA	
SCALE	1:1,000
DATE	JULY, 1984

Fig. 2-3



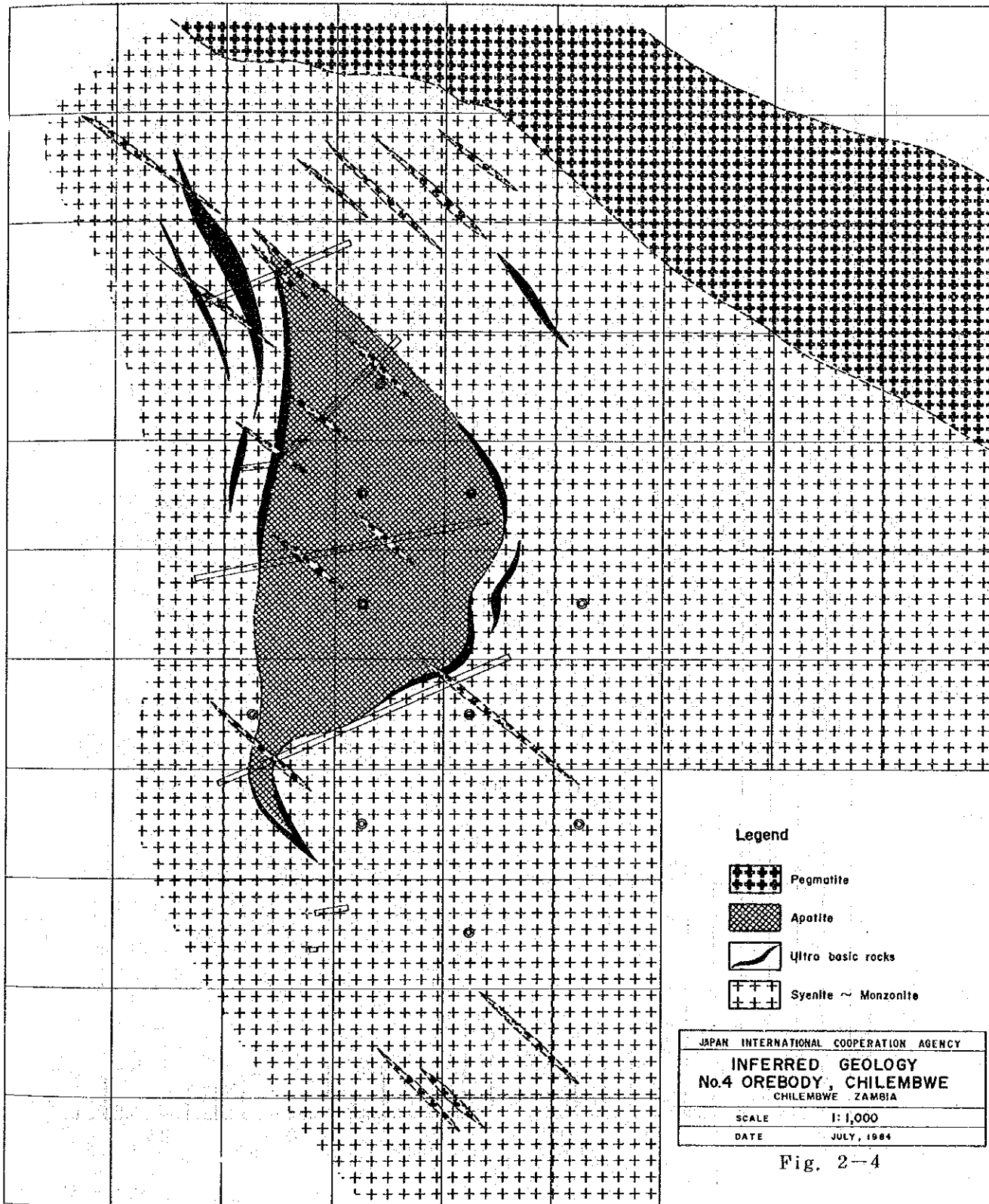


Fig. 2-4

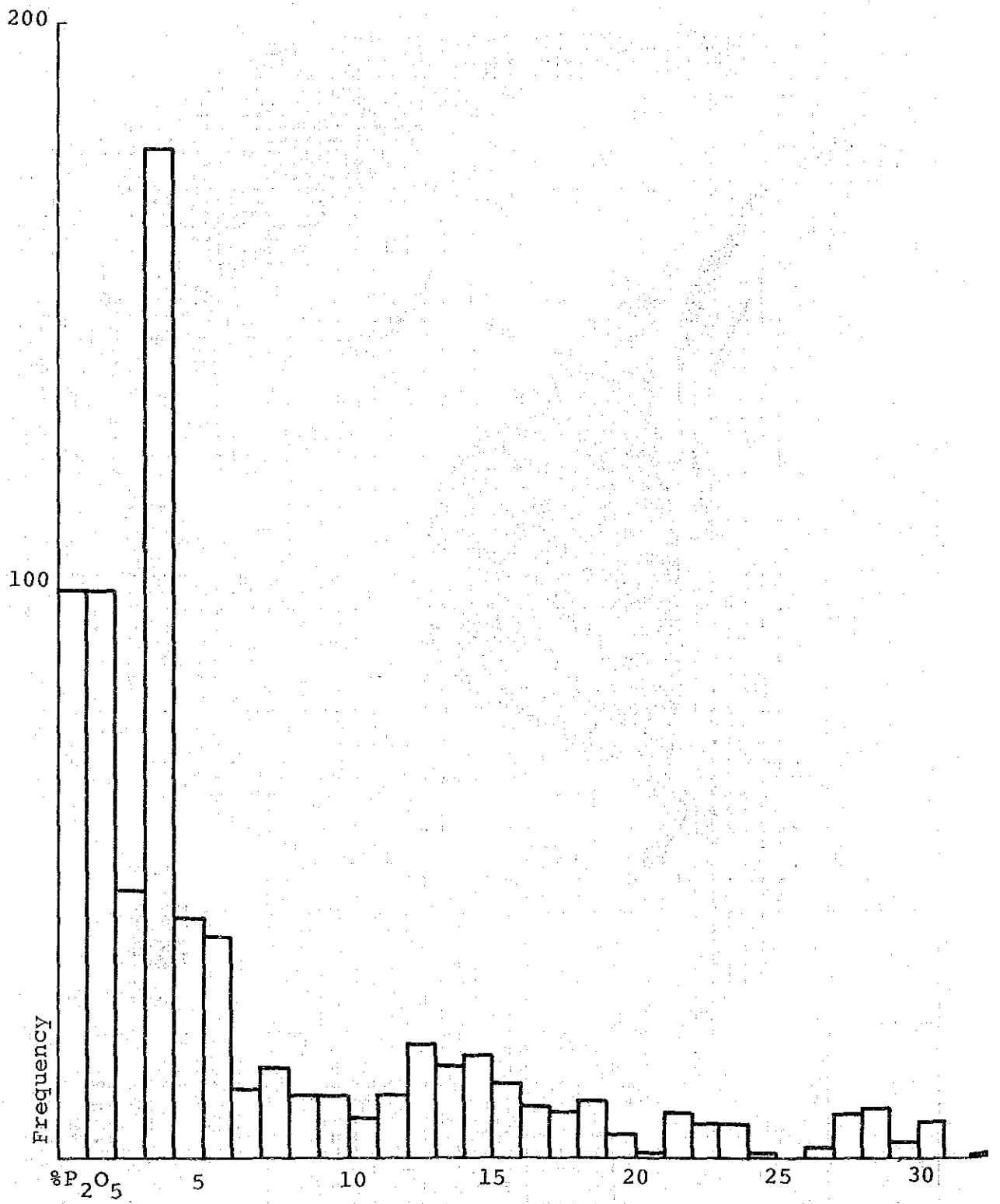


DIAGRAM : DISTRIBUTION OF ASSAY VALUES

## 2.8 鉍量計算

試錐における6%以上で着鉍巾1m以上の区間を表に示す。鉍床範囲の査定にあたっては、着鉍巾を半径とする円の接線で囲まれる範囲を基準とし、地表調査の結果と既往の試錐結果を参考に修正した。

各試錐孔の代表する面積は隣接する試錐孔を結ぶ線分の、垂直二等分線によって囲まれる範囲とする。計算にあたっては垂直に掘進された試錐孔のデータを用い、傾斜孔の資料は垂直孔によってカバーされない部分の査定の際の参考にした。既往のDDH6号および11号は鉍体内の浅い部分で中断されているため、隣接の結果をもとにして、それぞれ20mおよび9.5mの厚さを加算し、この範囲については各孔の平均品位を用いる事とし、\*印を付した。主鉍体と離れて、1m以上の厚さを有する区間は、主鉍体の開発に伴って起砕される範囲にある場合のみ離鉍として回収可能であるとみなすものとし、ピットの傾斜角を45°としている。かくして、11.8%で160万トンの鉍量が計上されたが、内訳は次の様になっている。

	鉍量(1,000t)	品位(% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	含有量(1,000t)
第2鉍体	1,421	12.1	172
第4鉍体浅部	107	10.3	11
第4鉍体深部	113	9.5	10
合計	1,641	11.8	193

このうち、第4鉍体の深部鉍床では、剝土比が大となるため、棄却する方が有利である。第3鉍体がとり上げ難いのは同じ理由による。そこで、第4鉍体の深部の代りに第1鉍体でこれを置きかえたとすれば、チレンブエの鉍量は次の様になる。

	鉍量(1,000t)	品位(% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	含有量(1,000t)
第1鉍体	170	15.1	25
第2鉍体	1,421	12.1	172
第4鉍体	107	10.3	11
合計	1,698	12.3	208

試錐量に制限がある為、未探鉍の部分が残っている。

DDH.12の北端では、地表下32.8mで23%の値で止められていて、その北方延長は不明である。

**Table 2-1. Drill Hole Intersections: No. 2 Orebody**

Hole No.	From m	To m	Thickness m	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %
II-1	18.27	19.63	1.36	10.00
	38.85	40.35	1.50	13.50
II-2	5.00	6.00	1.00	7.00
	6.95	24.28	17.33	11.93
	47.05	48.81	1.76	15.07
II-3	26.06	27.33	1.27	16.00
	38.89	40.03	1.14	8.00
	43.58	45.25	1.67	9.02
	55.37	57.70	2.33	9.00
II-4	14.25	17.00	2.75	7.72
	25.70	30.00	4.30	10.28
	37.55	38.98	1.43	8.00
II-5	7.45	21.00	13.55	14.71
	29.20	30.64	1.44	12.00
	34.10	60.00	25.90	25.49
II-6	0.50	2.50	2.00	6.50
	11.13	33.00	21.87	11.13
	35.75	37.44	1.69	11.00
II-7	5.97	52.00	46.03	12.46
II-8	9.00	10.00	1.00	7.00
	20.45	39.85	19.40	8.30
II-9	21.00	22.80	1.80	6.00
	46.60	53.18	6.58	7.26
II-10	33.00	34.50	1.50	19.00
	40.00	42.40	2.40	8.83

**Table 2-2. Drill Hole Intersections: No. 4 Orebody**

Hole No.	From m	To m	Thickness m	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %
IV-3	1.00	6.00	5.00	8.16
	15.50	16.50	1.00	11.00
	19.60	41.42	21.82	10.80
IV-4	0.00	12.65	12.65	14.75
	17.00	18.00	1.00	15.00
	42.50	49.15	6.65	13.91
IV-5	4.50	16.70	12.20	9.68
	23.97	42.70	18.73	6.60
IV-6	0.06	4.00	3.94	11.37
	7.47	11.77	4.30	8.76
IV-7	55.40	56.60	1.20	13.00
IV-8	3.00	4.00	1.00	7.00
	6.43	14.76	8.33	11.97
	44.00	46.08	2.08	13.00
IV-9	1.20	2.20	1.00	7.00
	6.62	7.62	1.00	7.50
	44.00	45.00	1.00	11.80
IV-10	7.93	9.41	1.48	19.00
	20.50	27.00	6.50	8.92
IV-11	12.20	21.78	9.58	11.06
	54.17	55.17	1.00	11.75
IV-12	41.51	44.70	3.19	6.00



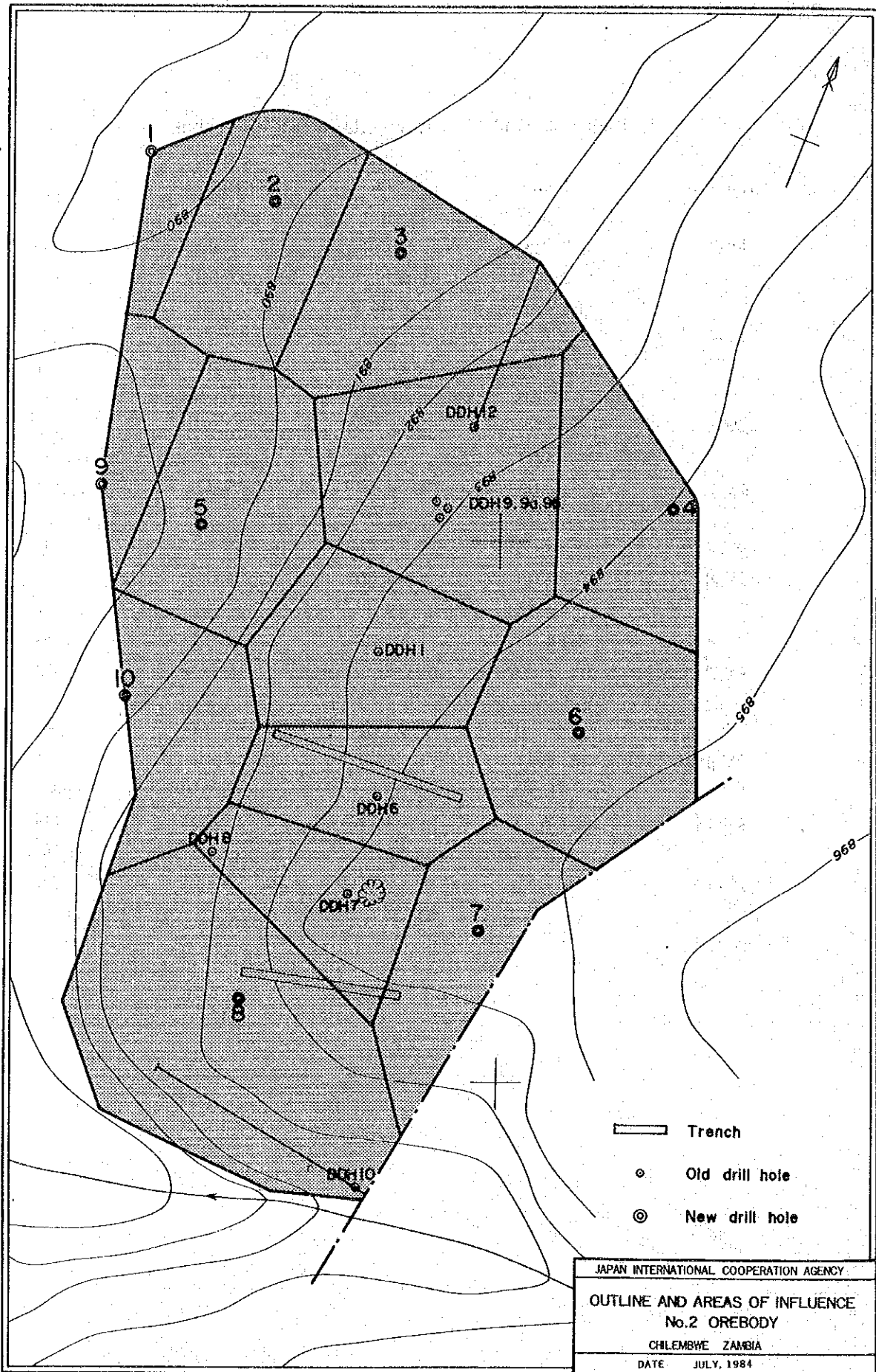
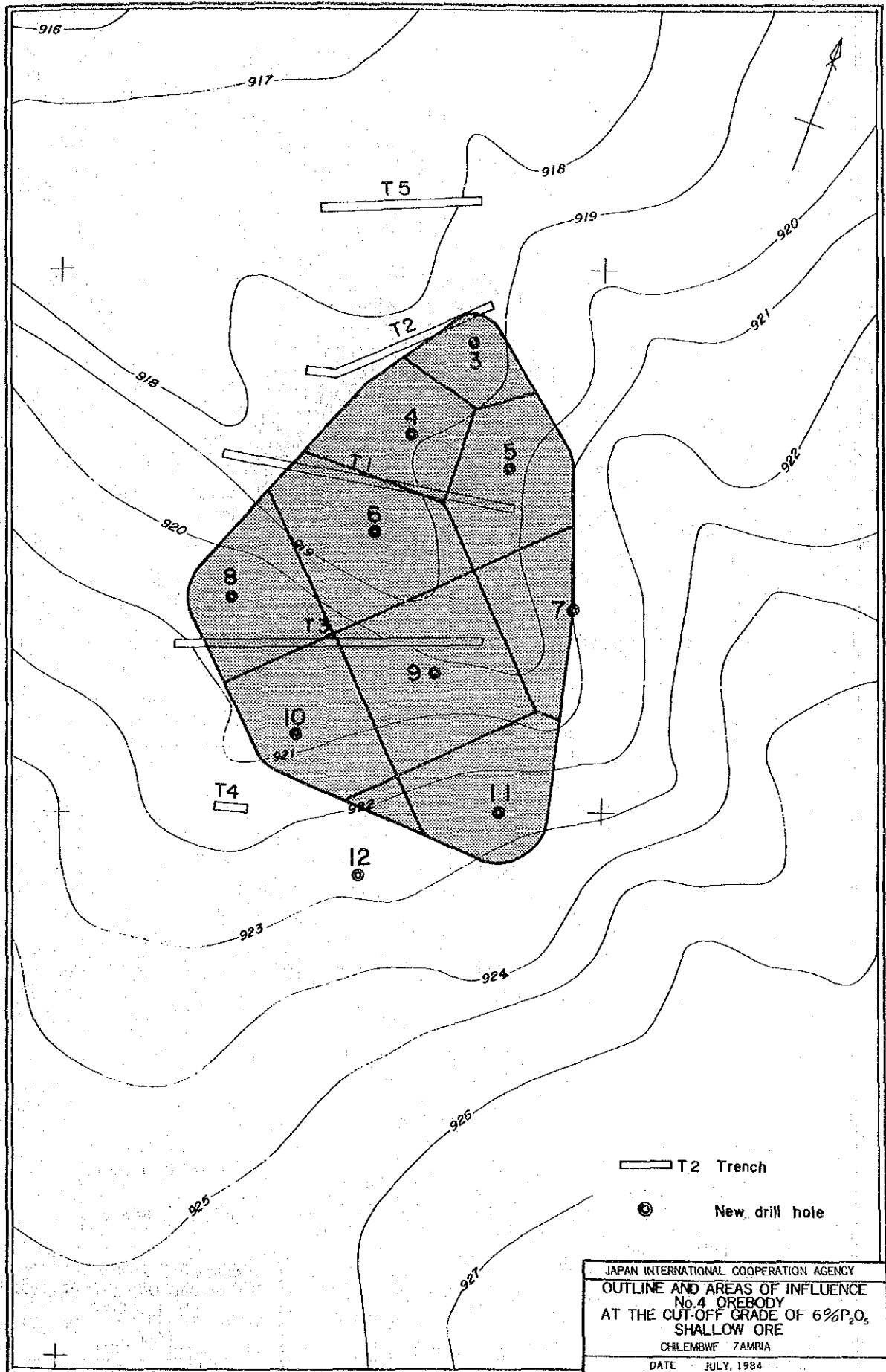


Fig. 2-5



JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY  
 OUTLINE AND AREAS OF INFLUENCE  
 No. 4 OREBODY  
 AT THE CUT-OFF GRADE OF 6% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>  
 SHALLOW ORE  
 CHLEMBWE ZAMBIA  
 DATE JULY, 1984

Estimation purpose only.

Fig. 2-6

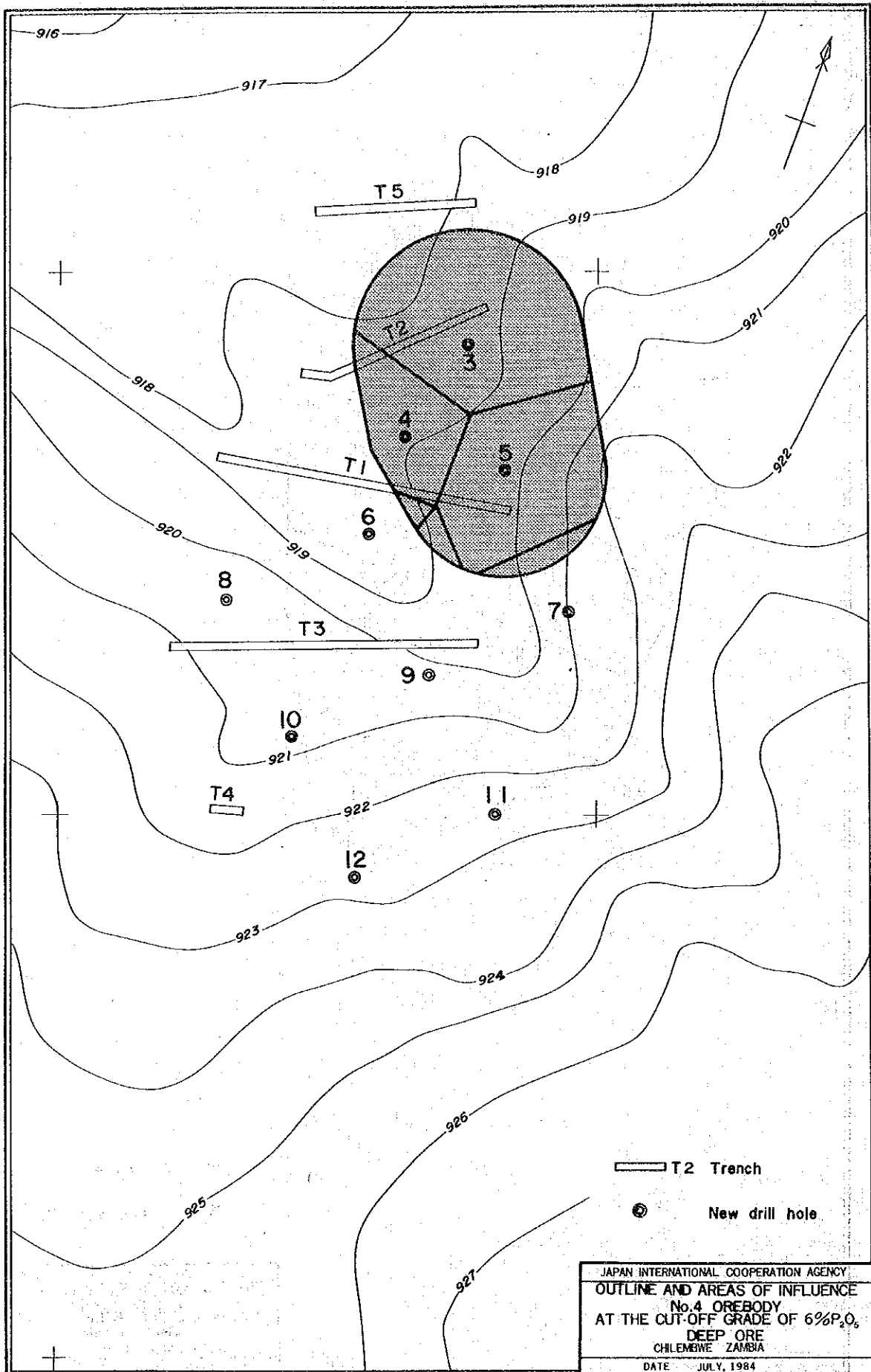


Fig. 2-7

Table 2-3. Miscellaneous Ores : No. 2 Orebody

Hole No.	Area m <sup>2</sup>	From m	To m	Height m	Volume m <sup>3</sup>	S.G.	Tonnage tonne	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	Contents
II-1	195	18.27	19.63	1.36	265	3.0	795	10.00	79.5
	88	38.85	40.35	1.50	132	3.0	396	13.50	53.4
II-2	352	47.05	48.81	1.76	619	3.0	1,857	15.07	279.8
II-3	867	26.06	27.33	1.27	1,101	3.0	3,303	16.00	529.0
	970	38.89	40.03	1.14	1,105	3.0	3,315	8.00	265.2
	757	43.58	45.25	1.67	1,264	3.0	3,792	9.02	342.0
II-4	992	14.25	15.25	1.00	992	3.0	2,976	9.00	267.8
	845	37.55	38.98	1.43	1,208	3.0	3,624	8.00	289.9
II-6	1,561	0.50	2.50	2.00	3,122	3.0	9,366	6.50	609.0
	931	35.75	37.44	1.69	1,573	3.0	4,719	11.00	519.0
II-9	648	21.00	22.80	1.80	1,166	3.0	3,498	6.00	209.8
II-10	781	33.00	34.50	1.50	1,171	3.0	3,513	19.00	667.4
	438	40.00	42.40	2.40	1,051	3.0	3,153	8.83	278.4
Total					14,769		44,307	9.90	4,390.2

Table 2-4. Ore Reserve Calculation : No. 2 Orebody

Hole No.	Area m <sup>2</sup>	From m	To m	Height m	Volume m <sup>3</sup>	S.G.	Tonnage tonne	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	Contents tonne
II-2	1,098	6.95	24.28	17.33	19,028	3.0	57,084	11.93	6,810.1
DDH9	1,716	0.00	62.87	62.87	107,884	3.0	323,652	13.26	42,916.2
II-4	992	25.70	30.00	4.30	4,265	3.0	12,795	10.28	1,315.3
II-5	1,291	7.45	60.00+	52.55	67,842	3.0	203,526	16.89	34,375.5
DDH11	1,032	8.05	40.50+	32.45	33,488	3.0	100,464	9.32	9,363.2
II-6	1,561	11.13	33.00	21.87	34,139	3.0	102,417	11.13	11,399.0
DDH6	918	0.00	25.00	25.00	22,950	3.0	68,850	13.16	9,060.6
DDH7	838	0.00	45.70	45.70	38,296	3.0	114,888	9.83	11,293.4
II-7	925	5.97	52.00	46.03	42,577	3.0	127,731	12.46	15,915.2
II-8	2,542	20.45	39.85	19.40	49,314	3.0	147,942	8.30	12,279.1
II-9	648	46.60	53.18+	6.58	4,263	3.0	12,789	7.26	928.4
Subtotal	13,561			31.26	424,046		1,272,138	12.23	155,656.0
Miscell.			see attached sheet		14,769		44,307	9.90	4,390.2
Total					438,815		1,316,445	12.15	160,046.2
DDH12	380	14.77	32.80+	18.03	6,851	3.0	20,553	8.02	1,648.3
DDH11	1,032	40.50	50.00	9.50	9,804	3.0	29,412	9.32*	2,741.1
DDH6	918	25.00	45.00	20.00	18,360	3.0	55,080	13.16*	7,248.5
Total					35,015		105,045	11.07	11,637.9
Grand Total					473,830		1,421,490	12.07	171,684.1

Table 2-5. Ore Reserve Calculation : No. 4 Orebody

Hole No.	Area m <sup>2</sup>	From m	To m	Height m	Volume m <sup>3</sup>	S.G.	Tonnage tonne	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	Contents tonne
IV-3	236	1.00	6.00	5.00	1,180	3.0	3,540	8.16	288.8
IV-4	447	0.00	12.65	12.65	5,654	3.0	16,962	14.75	2,501.8
IV-5	532	4.50	16.70	12.20	6,490	3.0	19,470	11.86	2,309.2
IV-6	743	0.06	11.77	11.71	8,700	3.0	26,100	7.22	1,884.4
IV-8	512	6.43	14.76	8.33	4,264	3.0	12,792	11.97	1,531.2
IV-9	800	1.20	2.20	1.00	800	3.0	2,400	7.00	168.0
IV-10	504	2.25	9.41	7.16	3,608	3.0	10,824	6.80	736.0
IV-11	507	12.20	21.78	9.58	4,857	3.0	14,571	11.06	1,611.5
Shallow Ore	4,281			8.30	35,553		106,659	10.34	11,030.9
IV-3	1,013	19.60	41.42	21.82	22,103	3.0	66,309	10.82	7,174.6
IV-4	329	42.50	49.15	6.65	2,187	3.0	6,561	13.92	913.2
IV-5	712	23.97	42.70	18.73	13,335	3.0	40,005	6.60	2,640.3
Deep Ore	2,054			18.31	37,625		112,875	9.50	10,728.1
Total					73,178		219,534	9.91	21,759.0

地表調査の結果では第2鉱体の北西方に燐灰石の転石が広く分布しているが、転石の量自体は多くない。

II-10号の西の小さい丘は、直径約60mで、燐灰石の転石に覆われており、衛星鉱体が潜在する可能性がある。

これら未探鉱地域は、鉱床開発の途上で明らかにされると考えられるので直接、試錐探鉱を計画しないものとする。

直接、隣接するこれらの範囲を除いて、別にチャカンガと命名されているプロジェクトがあり4%以上のもので115万トンが予想されている。キャンプの西方、12kmに位置するもので、燐灰石は含雲母角閃石モンゾニ岩ないし角閃石岩中に含まれている。

## 第3章 マグネシウム鉱床

### 3.1 マグネシウム資源

溶性磷肥の原料には燐灰石と蛇紋岩が用いられる。珪化した蛇紋岩体はカピリ・ムボシの北東40 kmのムロバの西方で知られており、またルサカの120 km南東で、ザンベジ川の北岸に2ヶ所で塩基性岩の産出が報告されているが、マグネシアの含有量は不明である。

マグネシウム源としてはドロマイトで置き換える事が可能であり、従ってベタウケ北方の基盤岩中のドロマイトやカタンガ系のルサカ・ドロマイトが注目される。ルサカ地方ではチエタ層群やその上位のルサカ・ドロマイト層群にいくつかのドロマイトの産出が知られている。

### 3.2 調査内容

S/Wに定められた如く、マグネサイトの賦存量の確認は概査程度にとどめ、磷肥のタイプが溶性磷肥と決った場合の本格調査にむけた資料を整える事を目的とする。

予察はミネックスによって行なわれ、カユンドウ・ランチと呼ばれる個所がとりあげられた。探鉱量としては、60m孔3孔、計180mが割当てられた。

### 3.3 カユンドウ・ランチ

探鉱の対象となったカユンドウ・ランチは、南緯15°32'、東経28°31'にあり、標高は約1,300mで、この高原の一部は牧場として利用されている。ルサカの南東27kmの牧場、カユンドウ・ランチに位置する鉱床で、レオパルド・ヒルに至る未舗装の道路の南側5kmにあたる。ザンベジ川の支流であるムキン川の上流にあり、水系は北から南に、カタンガ系の堆積岩の走向に平行あるいは直交の組合わせで流れる。

当地域の基盤を構成する岩石は片麻岩類で、その上位にチエタ層群の砂質ないし泥質源片岩と、これに伴う石灰岩、珪岩よりなる。

これらを覆ってルサカ・ドロマイト層群と呼ばれるドロマイトあるいはドロマイト質石灰岩が、走向西北西で巾5kmのベルトを形成して分布する。この方向は東端部で走向を北西に転ずるが、鉱床はこの場所に位置している。当域は厚い灰白色の石灰岩より成るが、その中にドロマイトが南北方向の巾100mで露出している。一般に淡黄褐色ないし白色で、部分的にピンク色を呈する。通常細粒塊状であるが、時に結晶は数センチメートルに達する事がある。

### 3.4 試錐計画

工事は同じくジェオミン社が施工した。地形が平坦なため、試錐深度を浅くし、一辺60m



の正三角形網の配置を採用したが、4孔終了段階で、相互の連続性を確認するために、ミネックスによって第5孔は中央に配置された。結果として、5孔、計180mを掘進している。

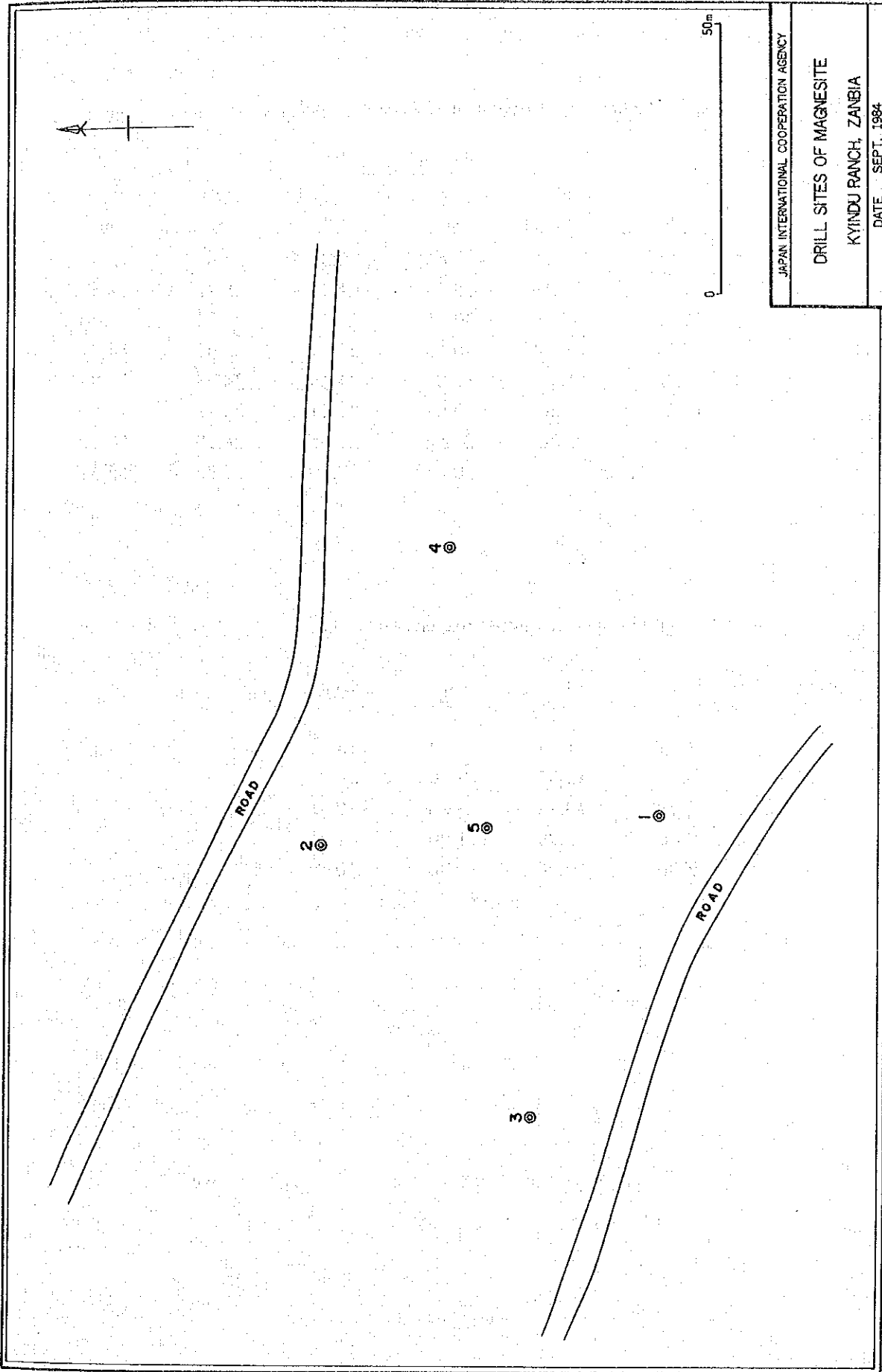
### 3.5 分析結果

コアはミネックスのルサカ分析所でカルシウムとマグネシウムの検定が行なわれた。またチェック・サンプルとして試料を日本で分析している。ルサカでの結果は元素含有量で表示されているので、これを酸化物に換算して日本での結果と比較すると、ルサカでの値が高めで、特にマグネシアが多く出ており炭酸塩に換算すると100%をこえる場合がある。

### 3.6 試錐結果

試錐は、ドロマイトの産出範囲で行なわれたが、西側では浅いところで石灰岩に逢着し、全体として北東側に厚くなる傾向がある。着錐範囲を、ルサカでの分析値の平均と共に表3-2に示した。

仮りに4つの試錐孔で囲まれた範囲で試算すると39% $MgCO_3$ で125,000トンが計上出来るが、この範囲は分布の一部にすぎず、結果は下限の鉱量を示しているのみで、ドロマイトの存在を確認したという域を出ない。



JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY  
DRILL SITES OF MAGNESITE  
KYINDU RANCH, ZAMBIA  
DATE SEPT. 1984

Fig. 3

**Table 3-1. Comparison of Assay Results**

Laboratory Hole No.			Lusaka		Tokyo	
	From m	To m	CaO %	MgO %	CaO %	MgO %
2	9.85	10.85	29.66	20.31	27.64	15.84
3	34.30	35.30	30.89	21.42	28.42	16.53
3	35.30	36.30	30.15	20.46	28.32	16.40
4	10.11	10.30	30.15	21.87	28.62	16.71
4	10.30	11.30	30.04	24.19	28.74	16.93
5	10.00	11.00	30.61	21.41	28.43	16.50
5	11.00	12.00	29.54	27.05	28.29	16.72
	Mean		30.15	22.39	28.35	16.52

**Table 3-2. Dolomite Intersections**

Hole No.	From m	To m	Run m	MgCO <sub>3</sub> %
1	3.75	11.17	7.42	35.85
2	6.25	15.55	9.30	36.67
3	4.00	10.28	6.28	30.18
4	0.00	21.90	21.90	41.37
5	3.00	19.00	16.00	40.25

## 第4章 選 鉱 試 験

### 4.1 供試試料

選鉱試験用サンプルは、既存のトレンチにて混入した表土をとり除いたのち、側壁および底部よりハンマーを用いて80kg余りを採取、日本に空輸した。

これらのサンプルの平均品位は次表の如くである。

試料名	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
第2鉱体	21.56	1.99	40.01	1.86
第4鉱体	18.88	2.94	28.39	6.88
風化試料	12.47	5.85	43.50	6.21

### 4.2 鉱物試験

#### 4.2.1 破碎特性および化学分析値

ワークインデックス測定用の試料を6メッシュ以下にした以外、すべてのサンプルをドッジ・クラッシャーとロールを用いて14メッシュ以下に粉碎した。

供試試料の粒度分布をRosin-Rammler-Bennetダイアグラムにプロットしてみると、代表粒度、インクリネーションはほとんど変わらない。即ち、これらの3種の試料の粒度分布はほぼ等しく、同じ破碎特性を有すると言える。表4-1に各試料の粒度別P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>%の分布を示す。

表4.1 粒度別P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>含有量

mesh	No.2 Orebody		No.4 Orebody		Weathered ore	
	Wt %	%P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Wt %	%P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Wt %	%P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
+ 20	14.5	17.78	18.1	12.16	16.1	10.03
24	7.9	20.80	7.8	13.94	7.9	11.76
28	8.8	21.77	8.6	16.04	8.2	13.63
35	17.0	23.99	13.4	20.19	14.9	16.35
48	14.5	23.24	12.9	23.82	13.3	18.33
65	11.0	22.28	10.7	24.14	10.8	19.35
100	8.4	21.61	9.0	23.82	8.6	18.34
150	5.7	21.28	5.6	22.14	5.4	17.13
-150	12.2	17.97	13.9	14.59	14.8	9.84
Total	100.0	21.26	100.0	18.22	100.0	14.58

#### 4.2.2 X線回析

第1, 第2, 第3および第4鉱体の鉱石, 浮選精鉱のX線回析の結果, 第1および第2鉱体の脈石が石英を主とするものに対し, 第3および第4鉱体では角閃石と輝石を主としている。燐の鉱石鉱物は, 水酸燐灰石Hydroxyl-apatite  $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{OH}$  と同定される。

精鉱の完全分析結果を下に示す。

%P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	T.Fe	Fe <sup>2+</sup>	S	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O
34.8	0.90	0.28	<0.01	48.3	0.93	0.74	12.40	0.22	0.1
Co <sub>2</sub>	F	Cl							
<0.01	0.78	0.80							

#### 4.3 重液分離試験

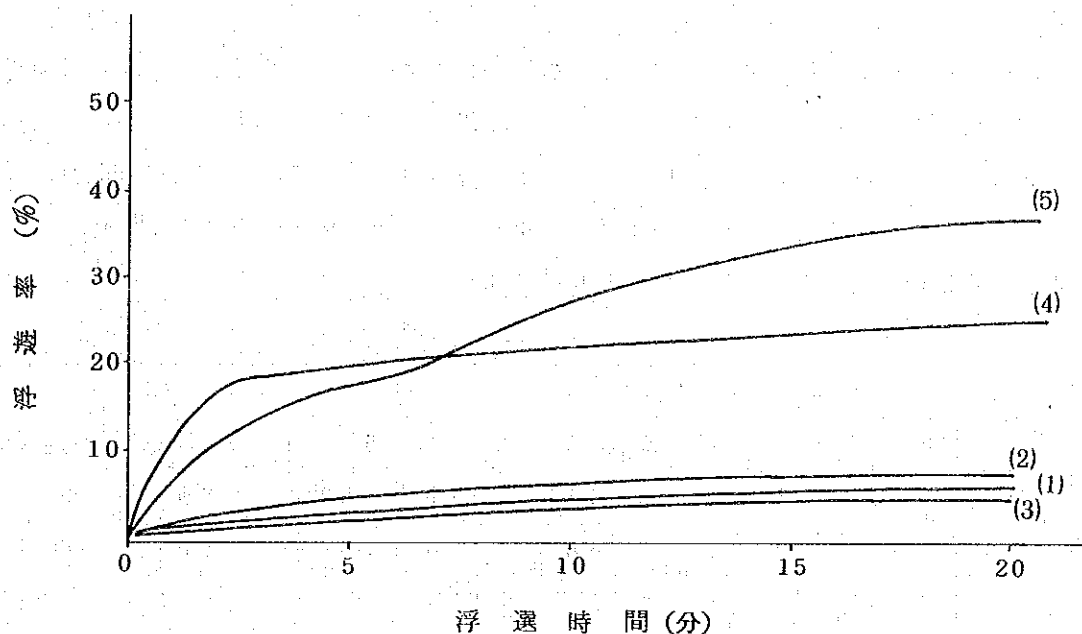
比重選鉱は, 浮遊選鉱に比して粗粒の精鉱を低コストで得られるのが一般であるが, その適応性を調べるためにまず重液による浮沈分離を試みた。-14メッシュ/+20メッシュの粗粒部分を比重2.95のアセチレン・テトラブロマイドで処理した結果, 第2鉱体の鉱石からは, 36%と高品位の精鉱が得られたが, 採取率は60%どまりであり, 浮鉱の品位が11%と高い。これに対し, 第4鉱体の鉱石や風化試料では, 精鉱品位が極めて低い。これは原鉱中に比重の高い脈石鉱物が存在して, 沈鉱中に混入している事に起因している。

#### 4.4 浮遊選鉱

##### 4.4.1 捕収剤比較試験

比重選鉱の適用が困難である事から, 浮遊選鉱を採用すべく, まず次の5種類の捕収剤を比較した。

- (1) 日香 #204, オレイン酸
- (2) エロ・プロモーター #845
- (3) トール油, 脂肪酸
- (4) リラフロート OS#100
- (5) リラフロート BS#130



結果は、上図に示す如くリラ・フロートBS#130が最も有効であったので、これ以降の浮選試験は、全てリラ・フロートBS#130を使用した。

#### 4.4.2 粗粒浮選

粗粒の燐灰石を得ることを目的として-14メッシュ/+35メッシュの試料を用いて浮選を行ったが、高濃度下での長時間条件附与を行っても、フロス層が不安定で採取率の点で不満足であった。

次に、粗粒部分のみを扱うと泡立ちが悪く、粗粒が気泡に付着しにくいので、対象粒度を-14/+150メッシュまで拡げて試験を行った。この試験でも粗粒が尾鉱中に残るため採取率が悪くなっている。

給鉱粒度をオール・マイナス14メッシュに拡げた場合、採取率はやや上昇する。給鉱中の細粒部分がパルプをスタビライズして粗粒部を浮き易くするためとみられるが、それでも尾鉱中に浮ききれなかった燐鉱石の粗粒が残る。

#### 4.4.3 準粗粒浮選

前述の如く、磨鉱なしで浮選を実施した場合、粗粒部に浮かないものがあるので、給鉱のうち28メッシュ以上の部分をロッド・ミルで磨鉱して28メッシュ以下の部分とあわせて試験資料とした。結果は精鉱品位、採取率共に満足すべきものが得られているが、フロスがもたつき、精鉱品位に問題を生ずる可能性を有しており、スライム分を除去する必要があると判断された。

#### 4.4.4 総括浮選

試験は150メッシュ以下の一次スライムを除去した場合での、再磨鉱を行わない場合と、再磨鉱を行う場合との2段階にわけて行った。結果を表4-2に示す。

再磨鉱を行った場合、精鉱品位は30%以上、通常35%に達する。ただし、再磨鉱は-150メッシュ以下の部分の量が約4%増加するという悪影響を伴うことに留意する必要がある。過度の磨鉱とならないようにしなければならない。

表4-2 総括浮選成績表

試験No	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 品位 (%)				粗選採取率 (%)			
	給 鉱	粗 精 鉱	精選精鉱	尾 鉱	重 量	粗 精 鉱	精選精鉱	
再磨 鉱し ない 場合	Z-1	21.31	33.51	34.56	8.49	51.3	80.6	80.0
	2	18.30	27.14	29.56	4.56	60.8	90.2	89.7
	3	12.87	28.08	30.16	1.89	41.9	91.5	91.1
	4	20.47	32.29	34.36	5.54	55.8	88.0	86.8
	5	20.11	33.40	34.72	5.53	52.3	86.9	85.2
	6	16.85	29.71	31.77	4.07	49.9	87.9	84.8
	7	18.23	33.30	35.01	10.12	35.0	63.9	63.4
	8	16.53	26.82	29.59	3.35	56.2	91.9	89.2
再磨 鉱し た 場 合	9	21.19	33.41	36.81	8.58	50.8	80.1	78.1
	10	18.48	28.28	36.96	4.36	59.0	90.3	87.2
	11	12.24	24.98	31.20	1.61	45.5	92.8	92.0
	12	20.59	33.65	38.81	7.26	50.5	82.6	79.6
	13	19.73	30.73	35.95	5.38	56.6	89.4	86.3
	14	17.18	30.14	34.42	3.73	50.9	86.1	87.5
	15	19.57	33.24	37.26	5.53	50.7	86.1	85.0
	16	17.89	30.11	37.13	3.54	54.0	90.0	88.0
参 考	F201	21.56	29.82	-	5.31	66.3	91.7	-
	F202	21.56	30.30	-	6.09	63.9	89.8	-

Z1&9 (Na<sub>2</sub>), 2&10 (Na<sub>4</sub>), 3&11 (Weathered), 4&12 (Na<sub>2</sub>3:1Na<sub>4</sub>), 5&13 (Na<sub>2</sub>+10%W)  
6&14 (Na<sub>4</sub>+10%W), 7&15 (Na<sub>2</sub>+20%W), 8&16 (Na<sub>4</sub>+20%W), F201&202(8min.&5min. Grind)

#### 4.4.5 中試験

第2鉱体と第4鉱体の混合試料(-14メッシュ), 27kgを給鉱し, 300×300mm FW浮選機(1区)を使用して中試験を実施した。

結果は, 表4-3に示す如く, 粗選精鉱として P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 品位 38.62%, 採取率 88.0%の好成

續が得られた。

更に、スライム浮選と清掃浮選を追加した総合成績は $P_2O_5$  33.51%の精鉍が、採取率99.1%で得られている。

表4-3 総合成績

系 統	鉍 種	重 量 (g)	品位 (%) $P_2O_5$	含有量 (g)	採 取 率 (%)	
					Wt	$P_2O_5$
粗 選	給 鉍	23,877	17.55	4,191	88.4	89.9
	精 鉍	10,630	38.62	4,105	39.4	88.0
	尾 鉍	13,247	0.65	0,086	49.0	1.9
スライム 浮 選	給 鉍	3,123	15.15	0,473	11.6	10.1
	精 鉍	1,577	29.17	0,460	5.9	9.8
	尾 鉍	1,546	0.86	0,013	5.7	0.3
清 掃 選	給 鉍	13,247	0.65	0,086	49.0	1.9
	精 鉍	1,590	3.68	0,058	5.9	1.3
	尾 鉍	11,657	0.24	0,028	43.1	0.6
総 合	原 鉍	27,000	17.28	4,664	100.0	100.0
	精 鉍	13,797	33.51	4,623	51.2	99.1
	廃 石	13,203	0.32	0,042	48.8	0.9

#### 4.5 選鉍場設計用諸試験

##### 4.5.1 ワーク・インデックス

選鉍場設計時に、破砕・磨鉍系統の機器選択用に鉍石の粉碎特性を求めるべく、JISに基づくワーク・インデックスを測定した。その結果は次の如くである。

第2鉍体鉍石 12.0 KWH/T

第4鉍体鉍石 9.1 KWH/T

##### 4.5.2 沈降試験

シクナー設計用データを得るため、中試験浮選産物から燐精鉍、尾鉍、一次水洗スライム等の沈降試験を実施した。

定速沈降速度を次に示す。( )内はパルプ濃度である。

燐 精 鉍\* 1.38 m/h (Pd 49.6%)

尾 鉍 0.055 " (Pd 43.3%)



一次スライム 0.357 m/h (Pd 6.9%)

※(但し、精鉱にはカチオン系凝集剤を15mg/ℓ添加)

以上の結果から、粗選尾鉱の沈降速度が極めて小さく、浮選に水ガラスを使用しているため、これが分散剤として働いていることを示す。清掃選の前にシックナーを設置するには、設備費が高むことが予想される。

#### 4.5.3 濾過試験

中試験採取精鉱について、濾過試験を実施した。予備試験として、適性凝集剤の選択試験をビーカー・テストで試みた。その結果、ノニオン、アニオンは不適、カチオン系のみ有効であることが判った。その必要量は、15mg/ℓ程度であった。

リーフ・テストは、濾布面径60mmφの試験装置を使用し、濾布にはビニロンを使用した。パルプ濃度は64.9% Solidとし、吸引60秒、脱水30秒でケーキ厚1.83~2.10cm、水分14.2~15.3%の結果を示している。

#### 4.6 予想選鉱成績

小試験及び中試験の結果、及び可採鉱量計算に基づく予定出鉱品位を併せ考えると、予想される選鉱成績は次の如くなる。

	品位 % P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	採取率(%)	
		重量	含有量
給 鉱	11.50	100	100
精 鉱	30.07	33.8	88.4
廃 石	2.01	66.2	11.6

この成績は、中間報告時のものに比して採取率が約5%良くなっている。これは、前回報告時には、スライム中の磷は廃石としていたが、遺利の回収を計るためスライム浮選の導入が、中間試験の結果可能であるとの結論を得たためである。

## 第5章 採 鉱

生産量の決定に当たっては、ザンビア共和国における年間 $P_2O_5$ 必要量を20,000Tと推定した。この内、約50%を当プロジェクトにより、生産することで計画した。

可採粗鉱品位	11.5%
選鉱採収率	88.4%
必要採掘量	$\frac{20,000T \times 0.5}{0.884 \times 0.115} \doteq 98,400T (378.5T/日)$

1日当り出鉱量を400T(260日操業)として、年間出鉱を104,000Tとして計画した。乾期末のマンクワラダム水量は225,000Tと少く、スケールメリットを追求するには、水量が不足である。

選鉱系統内での繰返し水量を最大限に生かすことによって、上記出鉱量を処理することとしている。

(詳細については、選鉱及び用水の項参照)

### 5.1 採 掘 法

下記理由で露天掘採掘法を採用した。

- (1) 鉱体が地表付近に賦存する。
- (2) 最大深度が60mと浅い。
- (3) 研捨場がピット近くに得られる。
- (4) 剝土比が経済限界以内である。
- (5) 降雨は、雨期の短期間のみ集中する。

### 5.2 採鉱機械の選定

機械の種類、型式、サイズの選定及び必要台数の決定にあたっては、操業実績から決定した。

又、ピットスケール及び生産量より小型機械を選定した。

### 5.3 最終ピット設計(図5.1~5.5参照)

下記の事項を基準として最終ピット設計を行った。

- (1) 最終ピットスロープは岩盤安定解析のデータが不十分であることから、45°を採用した。

しかしながら、剝土比の低減をはかり操業費を低下する為に操業過程で斜面安定解析を継続し、45°より急傾斜とした採掘の可能性を追求する必要がある。

- (2) ベンチ高さ及びベンチ傾斜は斜面安定、剝土比 $2.2\text{m}^3$ ドーザーショベルの容量を勘案して、 $5\text{m}$ 、 $70^\circ$ とした。
- (3) 可採鉍量計算は表 5.1 に示す如く、第 2 鉍体および第 4 鉍体浅所部分を対象とするものとする。総可採鉍量は、 $1,551,000\text{t}$  平均品位  $11.5\%$ 、 $\text{P}_2\text{O}_5$ 、剝土比  $2.16$  である。

#### 5.4 採鉍計画

採鉍計画は次の 3 段階に分かれる。

- (1) 準備期 初期剝土
- (2) 第 I 生産期 第 2 鉍体  $860\text{m}$  以上の採掘
- (3) 第 II 生産期 第 2 鉍体及び第 4 鉍体の採掘

##### (1) 初期剝土

表土を剝土する期間は、雨期をさけるため 1 年度より開始し、1 年間で完了させ 6 ヶ月分の鉍石を露出させる。剝土量は、初期投資を最小とし、以降の剝土比を均一化することで決定した。

剝土量は  $124,000\text{m}^3$  ( $350,670\text{t}$ ) であり、 $52,000\text{t}$  の鉍石を含んでいる。

- (2) 第 I 生産期 5 年間で予定し、平均品位  $11.5\%$ 、剝土比  $2.1$  である。
- (3) 第 II 生産期 10 年間で予定し、平均品位  $11.5\%$ 、剝土比  $1.95$  ( $8\sim 15$  年目  $2.1$ 、 $16$  年目  $1.83$ 、 $17$  年目  $0.27$ ) である。

現在迄の探鉍データから、第 1、第 3 鉍体、第 4 鉍体深部の鉍体の存在が確認されている。しかしながらデータが不足であり、これらの鉍体については、当プロジェクトには入っていない。

第 1 鉍体は剝土比を考えると、ある一定の深さ迄は採掘対象となりうる。又、第 3 鉍体は巾が狭く、かつ、ダイク状を示しているが高品位である。したがって、品位調整用として上部のみを選鉍にかける可能性を有する。

これらの鉍体は、第 2 鉍体の採掘過程での斜面安定解析結果によっては、採掘対象となりうる。

#### 5.5 操業計画

選鉍に安定した品位鉍量を供給するためには、ベンチ数を増し、品位コントロールを行う必要がある。しかしながら、これには剝土量が大きくなり、初期投資、操業費が大きくなることから、この点を勘案し、3 ベンチのみを同時稼行することとした。

又、雨期間の操業不能日 (年間 30 日) に備えて、あらかじめストックヤードに貯鉍する。



Table 5.1 Minable Ore Reserve (No 2 and No 4 shallow Deposits)

( ) Ore grade %

Block	Level	Surface												
		~885L	~880	~875	~870	~865	~860	~855	~850	~845	~840	~835	~830	Total
DDH 6		(17.8)	(12.9)	(7.3)	(9.4)	(15.2)	(13.2)	(13.2)	(13.2)					(13.2)
		23,410	13,770	13,770	13,770	13,770	13,770	13,770	13,770					119,800
DDH 7		(9.7)	(9.4)	(2.7)	(17.1)	(11.4)	(11.4)	(8.6)	(6.7)	(5.3)				(9.2)
		22,630	12,570	12,570	12,570	12,570	12,570	12,570	12,570	12,570				123,190
DDH 9		(13.0)	(11.1)	(16.2)	(19.3)	(13.3)	(12.4)	(20.0)	(14.8)	(11.8)	(7.7)	(9.5)	(10.0)	(13.2)
		41,180	25,740	25,740	25,740	25,740	25,740	25,740	25,740	25,740	25,740	25,740	25,740	324,320
DDH 11			(11.9)	(8.6)	(8.5)	(5.3)	(11.9)	(8.0)	(11.1)	(9.3)	(9.3)			(9.3)
			15,330	15,480	15,480	15,480	15,480	15,480	15,480	15,480	6,190			129,880
DDH 12					(8.0)	(8.0)	(8.0)							(8.0)
					5,700	5,700	6,040							17,440
II 2			(16.2)	(9.5)	(8.0)	(15.6)					(5.3)			(11.2)
			8,400	16,470	16,470	16,470					5,280			63,090
II 4						(7.0)								(7.0)
						14,880								14,880
II 5			(20.0)	(9.9)	(14.0)	(7.8)	(2.9)	(5.0)	(29.1)	(27.1)	(24.4)	(21.3)	(25.4)	(16.9)
			7,940	19,370	19,370	19,370	19,370	19,370	19,370	19,370	19,370	19,370	21,300	203,570
II 6			(13.2)	(7.2)	(12.6)	(11.9)	(8.8)							(10.6)
			15,780	23,420	23,420	23,420	23,420							109,460
II 7		(16.8)	(7.3)	(8.8)	(15.3)	(14.2)	(9.4)	(13.5)	(10.0)	(16.6)	(12.9)			(12.3)
		9,800	13,880	13,880	13,880	13,880	13,880	13,880	13,880	13,880	13,880			134,720
II 8					(9.6)	(4.8)	(5.1)	(10.6)	(6.4)					(7.3)
					38,130	38,130	38,130	38,130	38,130					190,650
II 10								(5.7)						(5.7)
								11,720						11,720
IV (No 4 Orebody)		(10.0)												(10.0)
		108,260												108,260
Total		(11.8)	(12.1)	(9.4)	(12.4)	(10.0)	(7.9)	(11.2)	(12.7)	(14.6)	(13.3)	(14.6)	(17.0)	(11.5)
		205,280	113,410	140,700	184,530	199,410	168,400	150,660	138,940	87,040	70,460	45,110	47,040	1,550,980T



鉍石部分の発破は3日に1回とし、他日は剝岩作業を行い、1日当り400tの粗鉍を生産することとした。

穿孔； 油圧式クローラードリルにて102mm径の発破孔を掘さく、穿孔パターンは、2.35m×3.0mとし、2列穿孔を行う。穿孔は5.71m（サブドリリング0.71mを含む）である。

発破； 使用爆薬はAN-FOを主体とし、水孔についてはダイナマイトあるいはスラリ-爆薬を使用する。

爆薬係数は、2次破碎を含め267g/tとした。

積込； 起砕鉍石及び研は、主として2.2m<sup>3</sup>ドーザーショベルにてダンプトラックに積込む。

起砕鉍石は、バックホーに装着したブレーカにより400mm以下に破碎し、選鉍に送る。

運搬； 20tリアードンプトラックにて鉍石は、1次クラッシャープラント、研は研捨場に運搬する。

運搬路の整備がトラックの維持、タイヤコストの低減をはかる重要ファクターである為、道路整備用として、グレーダー、ブルドーザー、散水車を使用する。

ピット排水； 鉍山地域の降水量は、約1,000mm/年であり、雨期3ヶ月に集中する。初期剝土プレストリップング期は、ピット部分の水は、自然排水を行う。しかし、885m以下はポンプアップが必要であり、ポンプをピット底に設ける。

品位管理； 品位管理が鉍山で最も重要な事項である。研と鉍石の種分け、それぞれのベンチの鉍石品位を明確にする為、穿孔線粉を前もって分析し、このデータによって実作業の日々の品位管理を行う。

サービス車輛； 重機類のメンテナンス、測量、監督等操業をスムーズにする為に、サービストラックとピックアップを配置する。

#### 付帯設備

火薬庫； 爆薬及び火工品6ヶ月分を貯蔵する火薬庫及び火工品庫を造る。

ピットショップ； 採鉍関係重機類の修理工場を造る。

## 5.6 技術データ

### 5.6.1 設計基準

採掘法 露天掘（Open pit）

採掘量 104,000T/年（400T/日）

操業条件

年間操業日数 260日 (年間総日数365 - 日曜52 - 祝祭日11 - クリスマス休暇12 - 雨期操業不能日30 = 260日)

1日当り方数 1方

方当り操業時間 8時間

鉾石, 研の物性 比重 鉾石 3.0 t/m<sup>3</sup>  
 研 2.8 t/m<sup>3</sup>  
 一軸圧縮強度 鉾石 800 ~ 1,000 kg/cm<sup>2</sup>  
 研 800 ~ 1,000 kg/cm<sup>2</sup>

ピットスロープ (図 5.5 ~ 図 5.7 参照)

最終ピットスロープ 45°

ワーキングスロープ 22.9° (3ベンチを1グループとして操業)

ベンチ

ベンチ高さ 5.0m

ベンチ巾 (ワーキング) 15.0

(最終) 3.18 (バーム巾)

ワーキングベンチスロープ 70°

ピット内道路 道路巾 10.0m

最大傾斜 10%

5.6.2 年間生産計画

総可採鉾量 1,551,000T 11.5% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>

剝土比 2.16:1

鉾山寿命 14.9年

	3~7年	8~16年	17年	総計
採掘鉾量	520,000	936,000	69,000	1,525,000
品位	11.5%	11.5%	11.5%	11.5%
剝土比	2.1:1	2.07:1	0.27:1	2.0:1
研+鉾石/日	1,240T	1,230T	510T	1,200T

注) 剝土比には初期剝土は含まない。





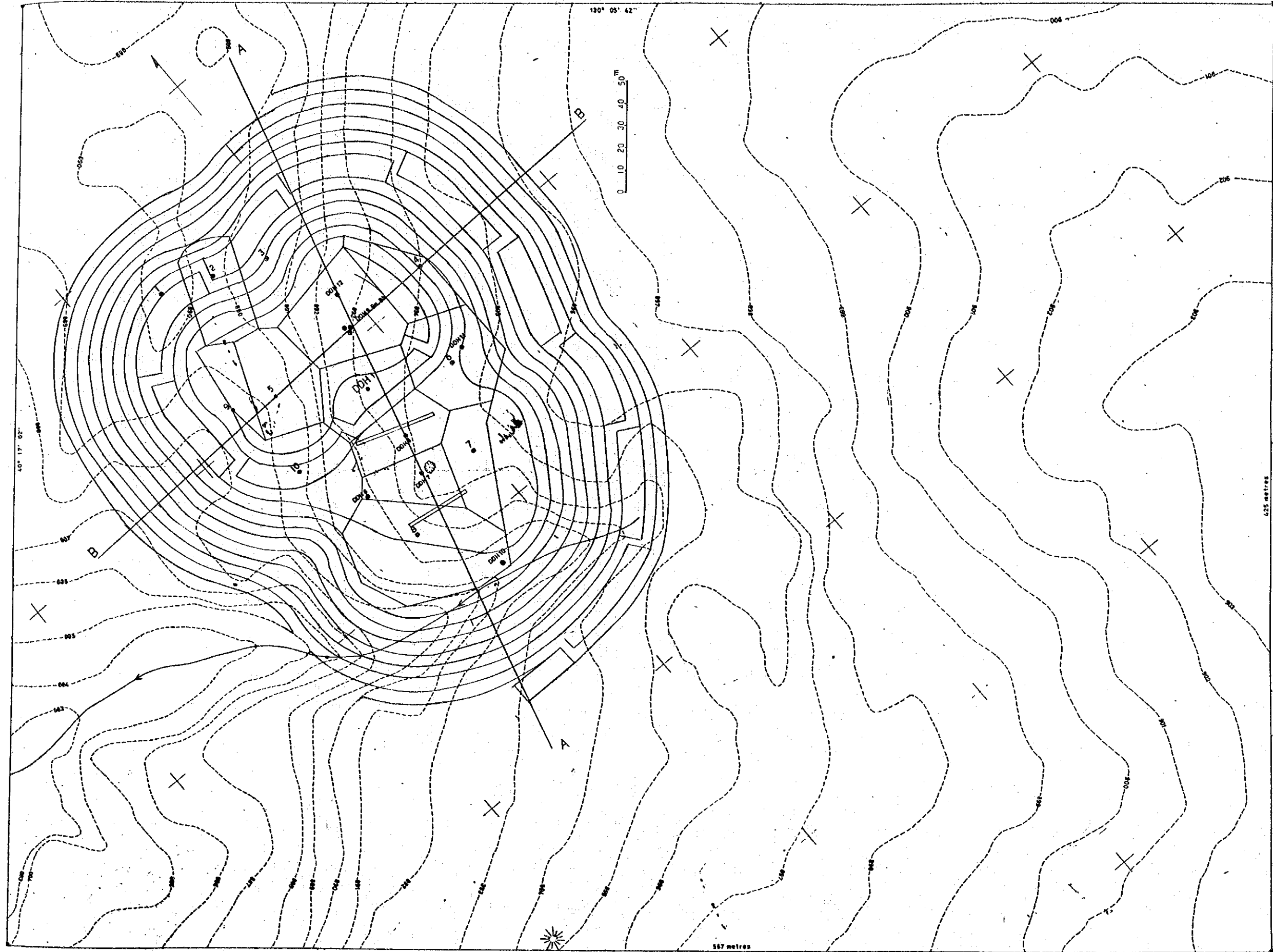
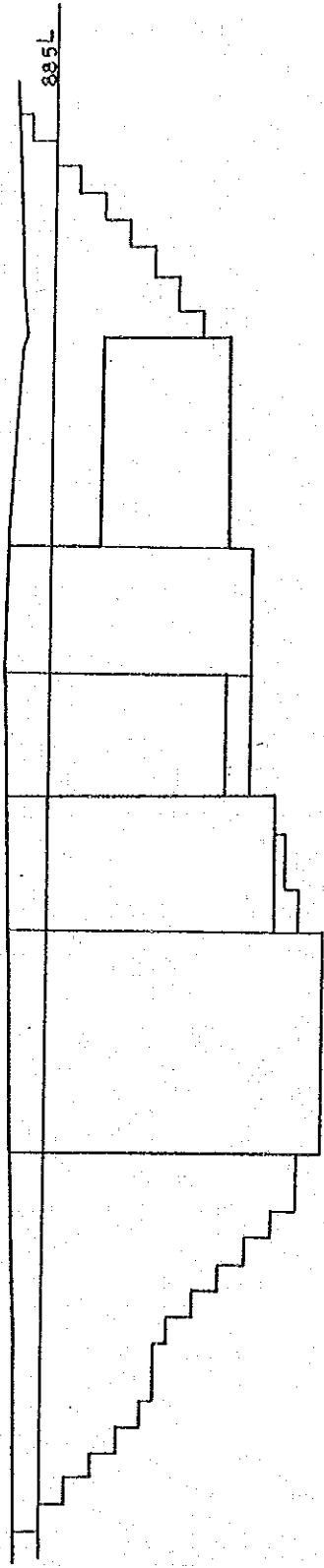


Fig. 5.1 Final Pit Design for No. 2 Orebody. (1)



A--A SECTION



B--B SECTION

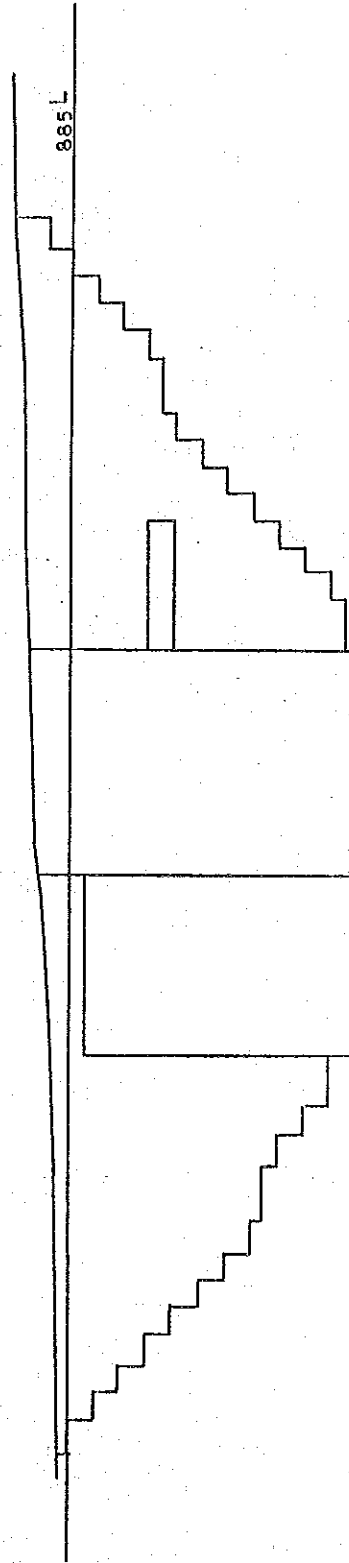


Fig. 5.2 Final Pit Design for №2 Orebody (2)

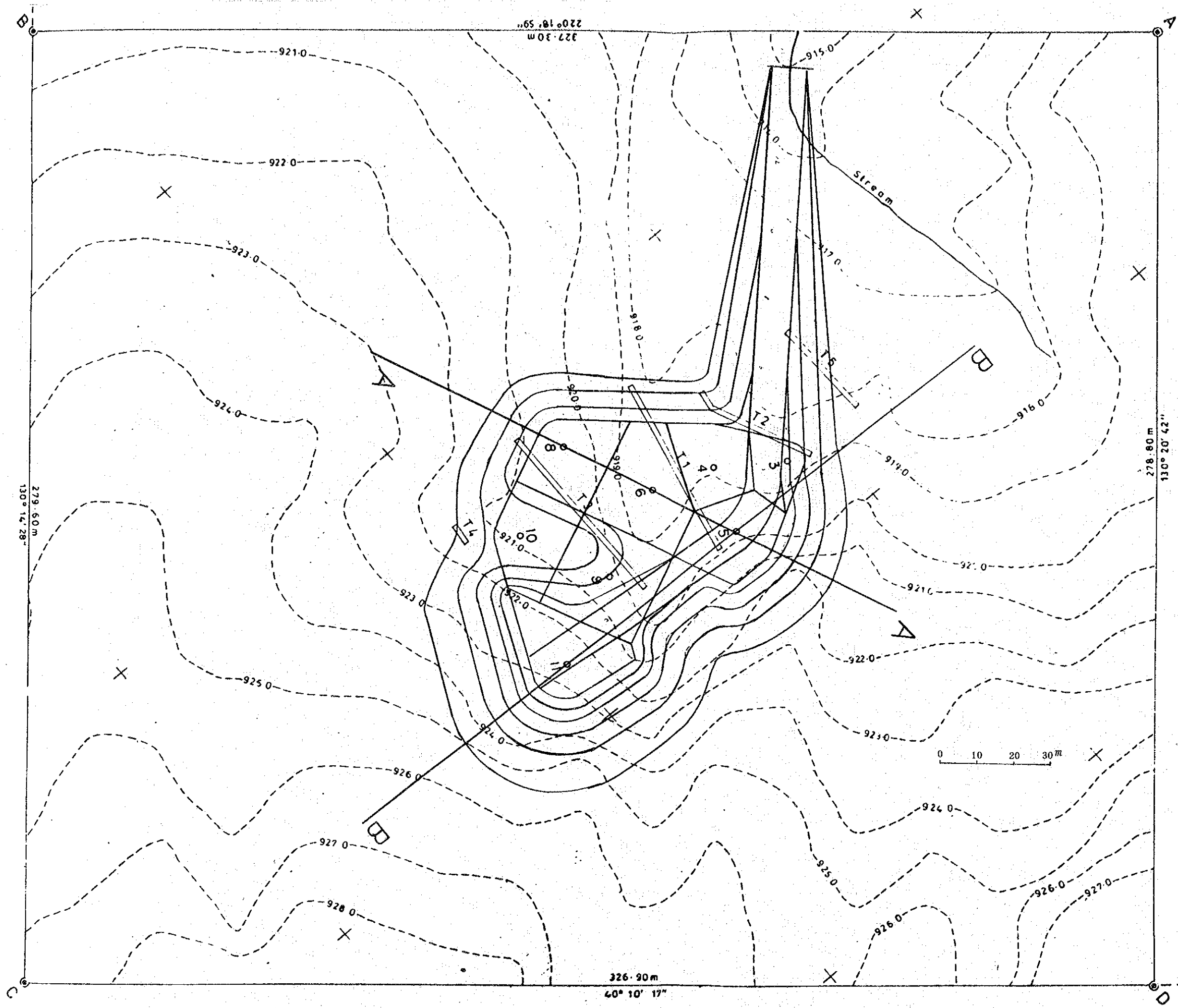


Fig. 5.3 Final Pit Design for No. 4 Shallow Orebody. (1)



A-A SECTION



B-B SECTION

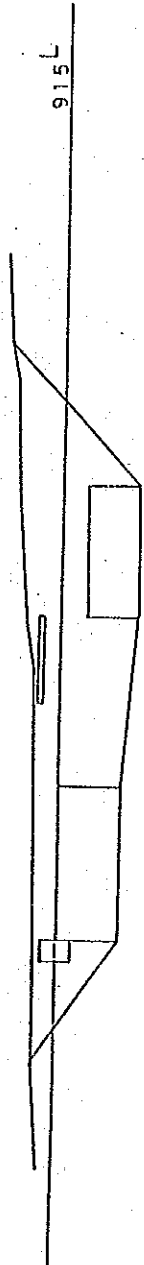


Fig. 5.4 Final Pit Design for Nb 4 Shallow Orebody (2)

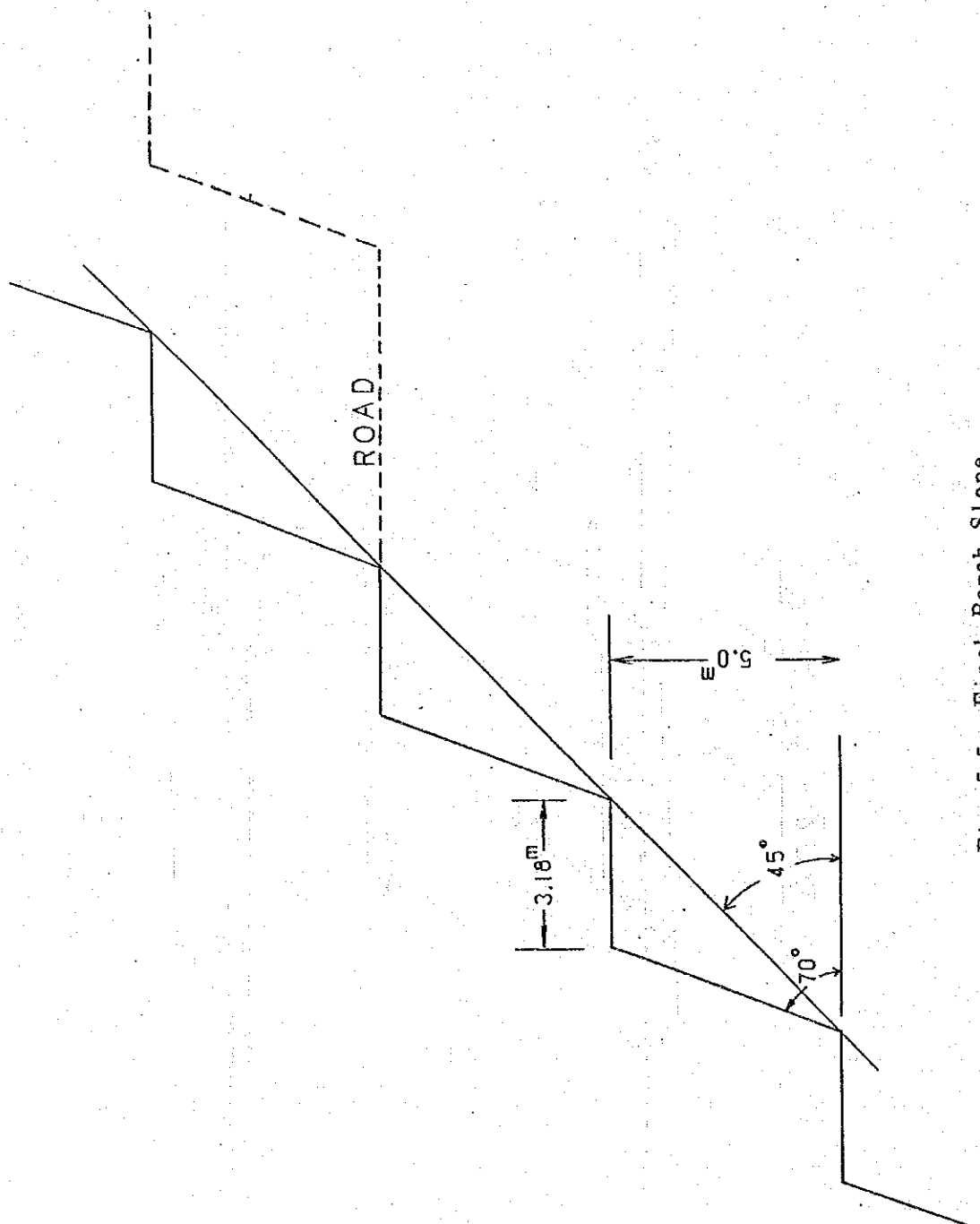


Fig. 5.5 Final Bench Slope



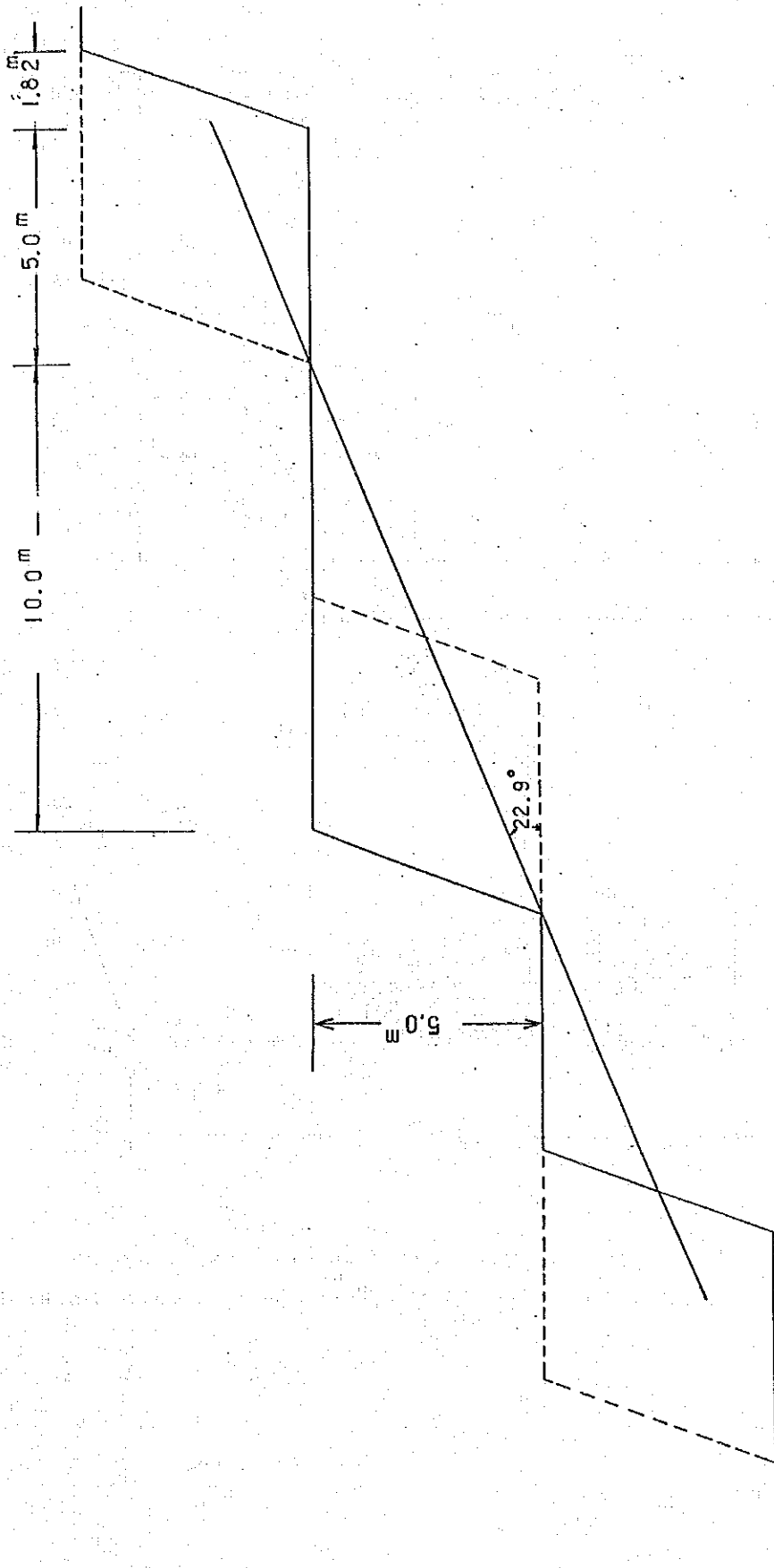


Fig. 5.6 Working Bench Slope

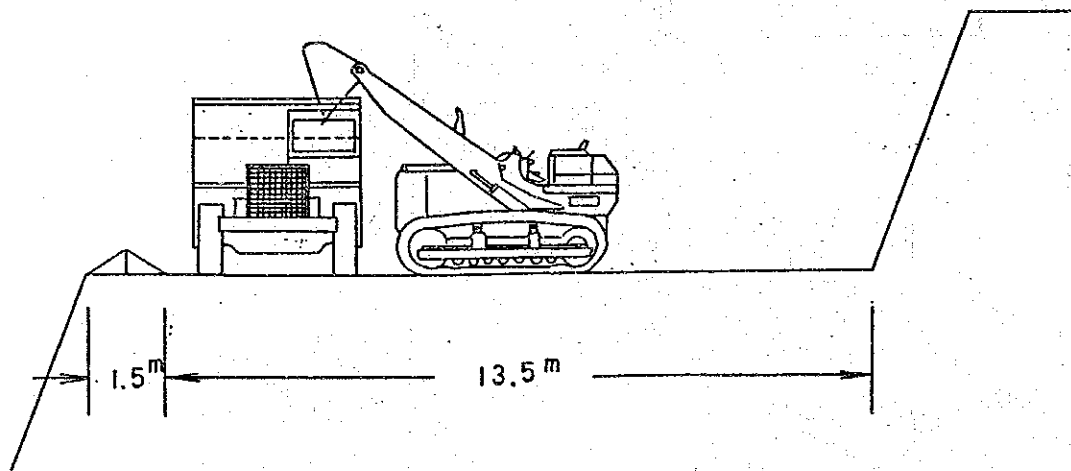
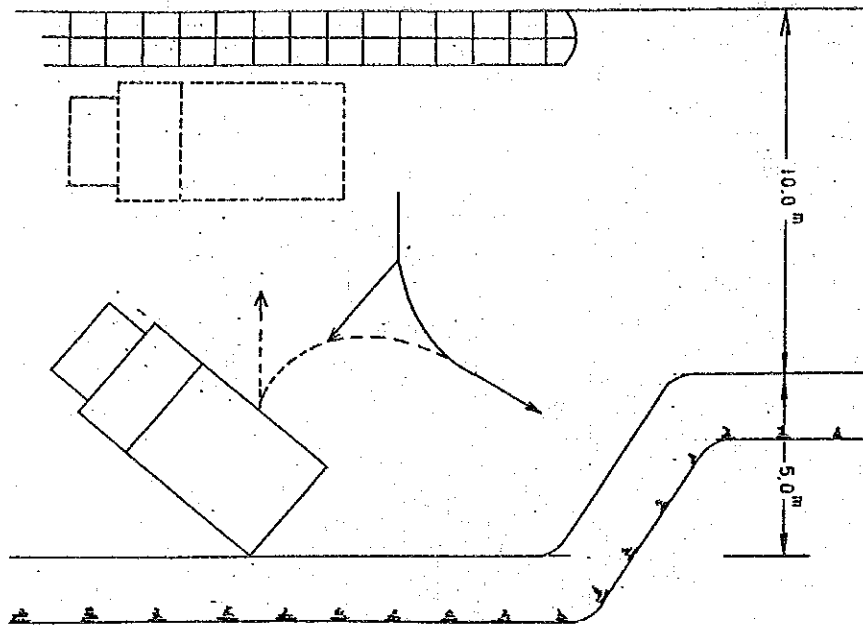


Fig. 5.7 Relationship of Equipment Size, Benchspacing and Operating Room for 20 ton Truck and 2.2 cu. m Dozer Shovel

### 5.6.3 初期剝土

表土剝土量	57,540T
剝岩量	293,130T (52,000Tの鉱石を含む)
計	350,670T
期間	1年

### 5.6.4 操業計画

#### さく孔, 発破

さく岩機	油圧式クローラードリル(LM400C)
孔径	4インチ(102m/mφ)
傾斜	90°
サブドリリング	0.71m
穿孔長	5.71m
穿孔スピード	17.8m/Hr
穿孔パターン	2.35m×3.0m
爆薬	主としてAN-F0を使用し, 水孔に対しスラリー又はダイナマイトを使用する。(AN-F0使用率80%とする。)
爆薬係数	0.8kg/m <sup>3</sup> (267g/t)

#### 積込み

ローダー	2.2m <sup>3</sup> ドーザーショベル
積込形式	V型積込み
積込能力	294T/Hr

#### 運搬

搬	鉱石, 研共に20Tリヤードンプトラックを使用する。
運搬能力	50.56T/Hr

#### 排水

平均年間雨量	約1,000mm
ポンプアップ開始レベル	885ML

### 5.6.5 研捨場

総研量	約3,346,600T
見掛比重	1.56
必要捨場容量	約2,145,000m <sup>3</sup>

5.6.6 必要重機, 車輛類

項目	数量	仕様	備考
穿孔機	2	7,000L×2,430W×3,740H ビット径102mm, 油圧さく岩機 ロッド3,050mm×38R 2.2m <sup>3</sup> , 6,200L×2,500W	
ドーザーショベル	2	200HP	
ブルドーザー	1	220HP, ブレード巾4,365mm 全装備重量18,850kg	
バックホー	1	35HP, 4,320kg 油圧式, 打撃力50~60kg-m	
ブレイカー	1	全長1,470mm	
ピックアップ	2	4WD, 3,264cc, 1T積	
2Tトラック	1	ディーゼル 2T積	
ダンプトラック	6	7,450L×3,200W×3,450H 積載量20T, 自重18.5T	
排水ポンプ	1	2.2~7.0m <sup>3</sup> /分, 40~80mH	
合計	17		



5.7 操業費

5.7.1 操業費集計

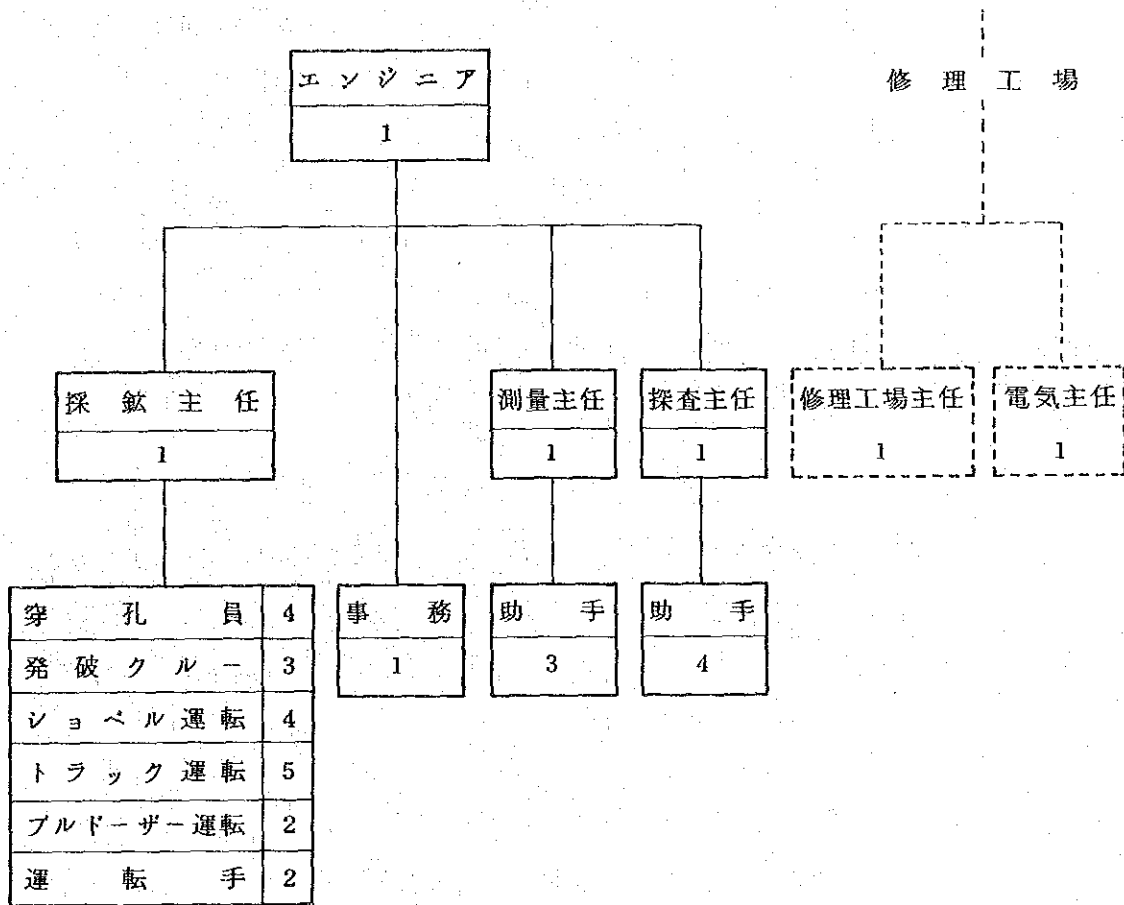
注；他部門配賦費は含まず。(保安, 総務, 電力の項に別途計上している。)

分類	項目	単位	単価	穿	孔	発	破	積	込	運	搬	研捨場	切羽整理	そ	の	他	合	計
物品費	ビット(102mm/φ)	ヶ	US\$ 200	88	US\$ 17,600												88	17,600
	(50mm/φ)	〃	125	10	1,250												10	1,250
	ロッド(38mm/φ)	本	150	35	5,250												35	5,250
	スリーブ(38mm/φ)	ヶ	43.2	18	778												18	778
	ダイナマイト	T	500			17,216	8,608										17,216	8,608
	AN-F0	T	460			68,865	31,678										68,865	31,678
	雷管	ヶ	0.636			3,224	2,051										3,224	2,051
	燃料油	ℓ	0.56	14,685	8,224			29,290	16,402	119,250	66,780	30,903	17,306	18,044	10,105		212,172	118,817
	油脂類	式	1		822			1	1,640	1	6,678	1	1,731	1	1,010		1	11,881
	タイヤ(16-25-24)	本	1,172							26	30,472						26	30,472
	(09-20-14)	〃	83											11	913		11	913
	(07-16-10)	〃	76											8	608		8	608
	図書文房具	式												1	1,000		1	1,000
	その他	〃	1		1,696	1	2,117	1	902	1	5,197	1	952	1	682		1	11,546
	車輛類維持修理	〃	1		7,780			1	9,576	1	42,557	1	8,764	1	3,992		1	72,669
物品費合計					US\$ 43,400	44,454		28,520		151,684		28,753		18,310			315,121	
(粗鉱T当物品費)					(US\$ 0.42)	(0.43)		(0.27)		(1.46)		(0.28)		(0.17)			(3.03)	
労務費																		
労務費合計				4	9,600	3	7,200	4	9,600	5	12,000	2	4,800	12	32,100	30	75,300	
(粗鉱T当労務費)					(0.09)	(0.07)		(0.09)		(0.11)		(0.05)		(0.31)			(0.72)	
合計					53,000	51,654		38,120		163,684		33,553		50,410			390,421	
(粗鉱T当操業費)					(0.51)	(0.05)		(0.36)		(1.57)		(0.33)		(0.48)			(3.75)	



5.7.2 組織人員表

組 織



5.7.3 主要原単位

ピ ッ ト	200 m/ケ	必要穿孔長	17,427 m/年
ロ ッ ド	1,000 m/本		
ダイナマイト	53.4 g/t		
AN-F0	213.6 g/t		
雷 管	0.01 ケ/t		
燃 料 油			
穿 孔 機	15 ℓ/Hr		
積 込 機	26.7		
ダンプトラック	18.7		
ブルドーザー	42.5		





## 第6章 選 鉱

### 6.1 概 要

選鉱場は年間104,000t処理，年間操業日数を290日とし，全泥単一浮選により， $P_2O_5$ 精鉱を回収することを基本として設計した。

工場は1次破碎場，2・3次破碎場，磨鉱・浮選・濾過場の3つに別れ，これに精鉱シクナーなどが付属している。

工場の処理能力は，修理などによる休転を考慮し，1日当り最大400tとした。

雨期には採掘出来ない期間があるため，採鉱の操業日数は年間260日である。この鉱量差はピットと1次破碎の間に設けたストックパイル(26,000t)で調整する。

工場の位置は，地形，風向，最終ピットの位置，堆積場の位置などを考慮して決定した。

### 6.2 1次破碎

露天掘の鉱石は20tダンプトラックで1次破碎場まで運搬し，100mmのグリズリフィーダーで篩別け，網上をシングルトッグルクラッシャーで破碎し，網下と共にコンベヤーで350t破碎鉱舎へ運ぶ。

### 6.3 2次・3次破碎

破碎鉱舎からエプロンフィーダーで抜き出し，コンベヤーで単床2次振動篩(篩目60mm)へ給鉱する。この網上はシングルトッグルクラッシャーで破碎し，コンベヤーで単床3次振動篩(篩目15mm)へ運ぶ。2次クラッシャーは起業費削減のためシングルトッグルクラッシャーとした。

2次スクリーンの網下はコンベヤーで2床式水洗振動篩に給鉱し，ここで水洗を行う。

このスクリーンの+15mm 鉱はベルトコンベヤーで3次スクリーンに給鉱する。-15～+5mm 鉱はコンベヤーで400t磨鉱鉱舎へ運ぶ。

-5mm 鉱はスパイラル分級機に給鉱し，この撮上サンドはコンベヤーで磨鉱鉱舎へ運ぶ。

分級機オーバーフローはポンプで浮選場へ送る。

3次スクリーンの網上は，コーンクラッシャーで碎きコンベヤーで3次スクリーンへ返す。網下はコンベヤーで磨鉱鉱舎へ運ぶ。

### 6.4 磨 鉱

磨鉱はボールミルとスパイラル分級機の閉回路粉碎である。

磨鉱舎からは、ベルトフィーダーで抜き出し、コンベヤーでボールミルに給鉱する。  
磨鉱産物の80%通過サイズは0.30mmであり、濃度は50%である。

## 6.5 浮選

浮選回路は粗選機8区、清掃機6区、精選機8区およびスライム浮選機6区で構成されている。浮選機の容量は、スライム浮選機が#21、他の浮選機は全て#24のFW型の浮選機である。

粗選尾鉱はサイクロンにかけアンダーフローを清掃浮選に給鉱し、オーバーフローは廃石とする。

粗選によって微粒部は品位が低下しており、廃石とすることができること、及び石鹼浮選では濃度が低いと試薬添加量が増加するためサイクロンで濃度調整をし、原価の低減をはかった。

破碎系統から送られてきた水選スライムをサイクロンにかけ、アンダーフローをスライム浮選にかけて採取率の向上をはかり、オーバーフローは精鉱品位を低下させる等浮選に悪影響を与えるため廃石とする。スライム浮選は単独に最終精鉱を採取し、尾鉱も最終廃石とする。

## 6.6 濃縮・脱水

最終精鉱は、シックナーで濃縮しドラムフィルターで脱水する。このフィルターケーキは精鉱ヤードに貯鉱し、ショベルローダーでトラックに積み込みトラックスケールで秤量したのち運搬する。

## 6.7 廃滓処理

清掃選尾鉱はポンプで600m離れた廃滓ダムへ流送する。これは、高濃度で粗粒のため一定流量で送るため単独で流送する。微粒で流量変動の大きい、サイクロンオーバーフロー及びシックナーオーバーフローは別のポンプでダムへ流送する。

## 6.8 鉱量・品位管理

採鉱からの受入鉱量は、1次破碎の給鉱コンベヤーに取付けたメリックスケールと鉱舎残鉱から算出する。

精鉱産出量は、トラックスケール及びヤードの残鉱から算出し、廃石量は逆算で求める。

品位は、最終精鉱と最終廃石をサンプリングして分析し、原鉱品位は逆算で求める。

## 6.9 選鉱用水

選鉱用水は用水ダムから取水した新水と廃滓ダムから回収した繰返し用水である。水の少ない地域であるため、用水の使用量は出来る限り抑え、繰返し用水の割合(57%)は出来る限り大きくした。

廃滓ダムから用水を回収する理由は、①微粒分の沈降速度が小さくシックナーで回収すると非常に大きな設備となり起業費が大きくなること ②廃滓ダムが比較的選鉱場から近いこと及び ③ ダムに滞留している間に、吸着、希釈等で用水中の選鉱剤が減少し、浮選への影響が小さくなるためである。

## 6.10 試薬

浮選試薬は苛性ソーダ、リラフロート、水ガラスを使用する。

苛性ソーダはコンディショナーに添加し、PHメーターで自動制御する。

その他の試薬は、浮選場に隣接する試薬室で調整し、定量ポンプで遠隔操作により浮選系へ添加する。

## 6.11 計装

選鉱場の計装は、必要な個所に、指示記録計を設置した。

- (1) 各鉱舎からの抜き出し量を測定するため、秤量計3台。  
磨鉱の秤量計は自動調整とする。
- (2) 水洗及び磨鉱の流量を測定するため、流量計2台。
- (3) 浮選工程の鉱液PH測定のため、PH計2台
- (4) 磨鉱の濃度測定のため、濃度計1台。

## 6.12 その他

- (1) 1次破碎場、2・3次破碎場に集じん機各1台をおく。
- (2) 最終精鉱、最終廃石にサンプラー各1台をおく。
- (3) 1次破碎、2・3次破碎、磨鉱、浮選は、夫々総括運転を行う。
- (4) 2・3次破碎場、磨鉱、浮選場に天井走行クレーンを3台設置し、修理及び材料運搬に使用する。
- (5) 1次破碎場、2・3次破碎場、磨鉱・濾過場に夫々資材置場を設ける。
- (6) 事務室は磨鉱・浮選場内に設ける。

### 6.13 分析・試験室

試料調整室と共に工場建屋外に設ける。これらの設備は選鉱場だけを対象とするものでなく、一般にも広く利用される。

### 6.14 技術データ

#### 6.14.1 設計の基準

##### 基 本

選鉱試験結果から浮選濃度およびスライム除去に留意して設計した。

又、起業費、操業費の低減をはかり、かつ運転し易い工場とするため、以下の事項を設計の基本とした。

- (1) プロセスは出来る限り単純化する。
- (2) 必要箇所の計装を行う。
- (3) 粘土鉱は浮選に悪影響を及ぼすので水洗設備を設けて除去する。
- (4) 工場の構造は出来るだけ簡素化し、かつ機器のレイアウトは、保守、管理の面から出来るだけ能率的なものとする。
- (5) 機械、設備の易操作性に留意する。
- (6) 用水が少ないので、出来る限り回収し、繰返し用水の使用量を増やす。

##### 選 鉱 方 式

全泥  $P_2O_5$  単一浮選

##### 操 業 条 件

年間操業日数(日)		290
1日当り方数(方)	1次破碎	1
	2・3次破碎	2
	磨鉱・浮選	3
1方当りの時間(時間)		8
1日当りの運転時間(時間)	1次破碎	5
	2・3次破碎	10
	磨鉱・浮選	24
設備能力(t/日)		400

### 取扱鉱石の物性

P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 品位 (%)		11.50
真比量		3.0
見掛比量		1.8
含水率 (%)	平均	5.0
ワークインデックス (KwH/t)		12.0

### 破 碎

破碎方式 3段破碎 閉回路

給鉱最大サイズ (mm)		400
破碎産物最大サイズ (mm)	1次	150
	2次	70
	3次	15
1時間当り処理量 (t)	1次	80
	2・3次	40
貯鉱舎容量 (t)	粗鉱ストックパイル	26,000
	受入 鉱 舎	50
	破 碎 鉱 舎	350

### 磨 鉱

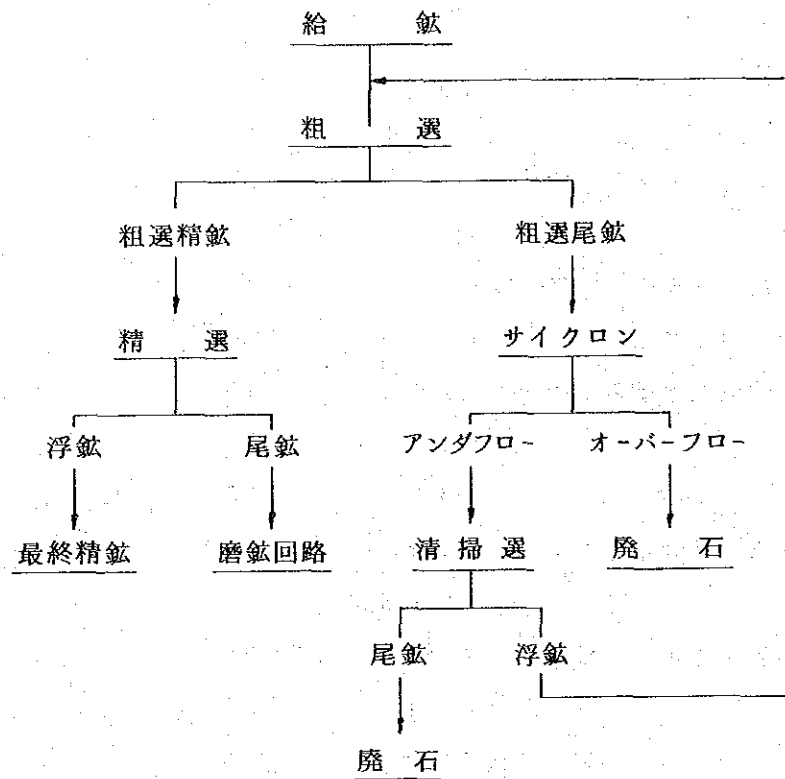
磨鉱方式 閉回路

給鉱80%サイズ (mm)		12
磨鉱産物80%サイズ (mm)		0.30
ワークインデックス (KwH/t)		12.0
1時間当り処理量 (t)		15
分級機循環荷重 (%)		200
分級機オーバーフロー濃度 (%)		50
磨鉱舎容量 (t)		400

### 浮 選

浮選方式 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 単一浮選

精選方式 1段精選



	濃度 (%)	時間 (分)
粗選コンディショナー	4.5	8
粗 選	4.5	17
清 掃 選	5.0	23
精 選	3.0	30
スライム浮選	3.0	21
P H		10.0
最終精鉍品位 (P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %)		30.07
採 収 率 (% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )		88.4
<u>精鉍濃縮</u>		
給 鉍 濃 度 (%)		2.2
スピゴット濃度 (%)		6.5
沈 降 速 度 (ft/h)		4.5

精 鈹 脱 水

精鈹サイズ(%)	-200メッシュ	20
精鈹水分 (%)		1.2
精鈹見掛比重		1.9

6.14.2 選鈹成績表

	鈹 量 (t/年)	品 位 (%)	含 有 量 (t/年)	分布率 (%)	
				Wt	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
選鈹原鈹	104,000	11.50	11,960	100	100
磷 精 鈹	35,181	30.07	10,578	33.8	88.4
廃 石	68,819	2.01	1,382	66.2	11.6

6.14.3 主要原単位

磨 鈹

ボールミル用ボール (g/t)	800
ボールミルライナー (g/t)	77

浮 選 剤

苛性ソーダ (g/t)	400
リラ・フロート (g/t)	400
水 ガ ラ ス (g/t)	2,000

電 力 (Kwh/t)

36.9

用 水

新水水量 (m <sup>3</sup> /t)	2.00
繰返し水量 (m <sup>3</sup> /t)	2.68
全使用水量 (m <sup>3</sup> /t)	4.68

6.14.4 計 装

破 碎

秤 量 機	2
流 量 計	1



磨 鈹

秤 量 機	1
P H 計	2
濃 度 計	1
流 量 計	1

6.14.5 建 屋

構造及び仕様 鉄骨, スレート葺

大きさ

名 称	寸法 (m)	高さ (m)	面積 (m <sup>2</sup> )
1 次 破 碎 場	7.5 × 5.0	9.5	1 2 4.5
	9.0 × 8.0		
	3.0 × 5.0		
2 次・3 次 破 碎 場	1 5.0 × 3 0.0	1 5.2 5	6 4 5.0
	1 3.0 × 1 5.0		
磨 鈹・浮 選 場	6 5 × 1 4.0	1 4.0	9 1 0.0

6.14.6 必要機械類

表 6.1 機械明細表参照

表 6.1 機械明細表

寸法 mm

No	名 称	寸法又は能力	台 数	kw	備 考
1	受入ホッパー	50 t	1		
2	グリズリーフィーダー	900×2400	1	7.5	100 mm目
3	1次フラッシュャー	900×600	1	55	シングルトッグル
4	ベルトコンベヤー	600	1	11	
5	鉊 舎	300 t	1		
6	エプロンフィーダー	900×3,000	1	2.2	
7	ベルトコンベヤー	400	1	3.7	
8	2次スクリーン	900×1,800	1	5.5	60 mm目
9	2次クラッシュャー	760×300	1	37	シングルトッグル
10	ベルトコンベヤー	400	3	7.4	
11	3次スクリーン	1200×2400	1	7.5	15 mm目
12	3次クラッシュャー	900φ	1	55	コーンクラッシュャー
13	ベルトコンベヤー	400	2	3.7	
14	ベルトコンベヤー	400	3	5.2	
15	水洗スクリーン	1200×2400	1	7.5	15 mm, 5 mm 2段
16	分 級 機	600φ×4500	1	2.2	スパイラル
17	ベルトコンベヤー	400	1	1.5	
18	ベルトコンベヤー	400	1	1.5	
19	ベルトコンベヤー	400	1	5.5	
20	鉊 舎	400 t	1		
21	ベルトフィーダー	400	1	1.5	
22	ベルトコンベヤー	400	1	2.2	
23	ボ ー ル ミ ル	2400×1800	1	150	
24	分 級 機	1050φ×6800	1	3.7	スパイラル

No	名 称	寸法又は能力	台 数	kw	備 考
25	ボ ン プ	3/2 W.P	2	3.7/台	
26	コンディショナー	2000 <sup>φ</sup> ×2000	2	5.5/台	
27	粗 選 機	#24FW	8	11/区	
28	ボ ン プ	3/2 W.P	2	5.5/台	
29	サイクロン	200φ	2		
30	清 掃 機	#24FW	6	11/区	
31	ボ ン プ	3/2 W.P	2	2.2/台	
32	精 選 機	#24FW	8	11/区	
33	ボ ン プ	3/2 W.P	2	3.7/台	
34	ボ ン プ	1 <sup>3</sup> / <sub>4</sub>	2	2.2/台	
35	シ ッ ク ナ ー	10mφ	1	15+0.4	
36	ボ ン プ	3/2 W.P	2	5.5/台	
37	サイクロン	200φ	2		
38	コンディショナー	2000 <sup>φ</sup> ×2000	1	3.7	
39	スライム浮選機	#21FW	6	3.7×6	
40	ボ ン プ	3/2 W.P	2	3.7	
41	フ ィ ル タ ー	2400×3600	1	2.2+5.5	フロア, 真空ポンプ, 汚液ポンプ, 附属 5.5            4.5            1.5
42	精 鉱 ヤ ード	600t	1		
43	ボ ン プ	3/2 W.P×2	4	2.2/台	2台シリーズ
44	ボ ン プ	3/2 W.P	2	15/台	

