

ボリヴィア共和国

鉱山建設近代化計画調査

第一巻

ボリヴィア共和国
鉱山施設近代化計画調査
報告書

(第2年次)

1983年3月

国際協力事業団

JICA LIBRARY



1054300171

国際協力事業団		
受入 番号	81.85232	7020
登録 番号	13572	66.1
		MPN

ま え が き

日本政府は、ボリヴィア共和国政府の要請に基づき、同国の鉱山施設近代化計画に係るフェーズ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、隅田実氏を団長とする調査団を編成し、1981年7月から1983年2月まで2回にわたる現地調査を行った。

同調査団は、ボリヴィア共和国政府及び関係機関の協力を得て、同国カタピ鉱山の現状調査及び探査、採鉱、選鉱各部門の調査を実施し、これら調査によって得られた結果及び資料に基づき、データの検討、解析等の国内作業を行った。本報告書は、これらの成果を取りまとめたものである。

本報告書が、ボリヴィア共和国カタピ鉱山近代化及び同国鉱業の発展に寄与するとともに、両国の友好関係の促進に貢献することができれば幸いである。

終りに本調査に際し、多大の協力をいただいたボリヴィア共和国政府、在ボリヴィア日本国大使館、外務省及び通商産業省の関係各位に対し、心から謝意を表すものである。

1983年3月

国際協力事業団

総 裁 有 田 圭 輔

目 次

要 約

1. 主旨	1
2. 提言のまとめ	1
3. 結語	7

第1部 序 論

第1章 カタビ鉱山の概要	9
第2章 カタビ鉱山施設近代化計画の経緯と目的	13
第3章 調査の概要	15
第4章 プロジェクトの基本的構想	17

第II部 プロジェクトの概念設計

第1章 採鉱部門の計画	19
1-1 採鉱計画立案の経緯と構想	19
1-2 サブレベルの採掘計画	21
1-2-1 全体のレイアウト	21
1-2-2 採掘鉱石と鉱量	25
1-2-3 開 坑	26
1-2-4 採 掘	29
1-2-5 運搬, 通気及び排水	35
1-2-6 盤 庄	36
1-2-7 採掘能率と採掘コスト	37
1-3 Desmonteの採掘計画	42
1-3-1 全体のレイアウト	42
1-3-2 採 掘 計 画	42
1-3-3 運 搬 計 画	43
1-3-4 採 掘 コ ス ト	46
1-4 採 鉱 設 備	48
1-4-1 使用機械からみた採鉱設備	48
1-4-2 採鉱設備のコスト	49

1-5 長期計画	50
1-5-1 生産計画	50
1-5-2 人員計画	51
1-5-3 建設計画	51
1-5-4 操業費と生産性	52
第2章 選鉱部門の計画	55
2-1 新選鉱工場立案の経緯	55
2-1-1 カタビ鉱山選鉱成績の歩み	55
2-1-2 選鉱操業の最近の実績	55
2-1-3 現状における問題点	56
2-1-4 選鉱工場更新の必要性	60
2-1-5 新選鉱工場の構想	62
2-2 選鉱システム策定のための諸試験	63
2-2-1 錳石の単体分選性の検討	63
2-2-2 破砕特性の調査	63
2-2-3 磨 鉱 試 験	65
2-2-4 重液選鉱試験	65
2-2-5 比重選鉱試験	66
2-2-6 磁選及び浮選試験による精鉱品位上昇	68
2-2-7 選鉱試験の総括	69
2-3 新選鉱工場の概念設計	70
2-3-1 計画の基準	70
2-3-2 フローシートの策定	72
2-3-3 物量バランスの計画	73
2-3-4 主要機械設備の選定	75
2-3-5 選鉱工場の位置の選定	81
2-3-6 選鉱設備仕様のリスト	82
2-3-7 選鉱設備の概略配置	82
2-3-8 精鉱処理の概要	83
2-3-9 廃滓処理の概要	83
2-3-10 電気設備工事の概要	84

2-3-11	土木、建築工事の概要	85
2-3-12	建設費の概算	88
2-3-13	工事工程	89
2-4	生産計画	90
2-4-1	生産量及び選鉱成績	90
2-4-2	組織・人員	91
2-4-3	操業コストの概算	91
2-5	現選鉱工場の操業改善	96
第3章 廃滓堆積場の計画		99
3-1	廃滓堆積場の位置及び構造	99
3-2	廃滓堆積量及び回収水	100
3-3	排水保安施設	103
3-4	廃滓の流送	108
3-5	概算工事費の算定	109
第4章 ユーティリティ設備の計画		117
4-1	用水システムの計画	117
4-1-1	取水施設の見直し	117
4-1-2	取水地点の策定	123
4-1-3	湯水期の対策	123
4-1-4	取水施設の運転体制	124
4-1-5	概算工事費の算定	124
4-2	電源計画	125
4-2-1	基本的な考え方	125
4-2-2	新選鉱工場への送電	125
4-2-3	取水ポンプ場への送電	125
4-2-4	概算工事費の算定	125
第5章 保全工場の計画		127
5-1	工作工場の運用の方向	127
5-2	近代化後の設備保全	128

第6章 管理部門の計画	131
6-1 租 税	131
6-2 人員計画	132
6-3 建設費	133
第7章 本計画の経済性	135
7-1 経済性についての検討	135
7-2 DCF計画	136
7-3 収支計算	136
7-3-1 収入計算	136
7-3-2 操業費	143
7-3-3 減価償却費	144
7-3-4 支払利息	144
7-3-5 利 益	144
第Ⅱ部 将来のための探査計画	
第1章 調査地域の一般地質及び地質構造	145
1-1 調査の概要	145
1-2 一般地質	145
1-3 地質構造	148
第2章 鉱床各論	151
2-1 Huanoji 鉱山	151
2-2 Morococala 鉱山	151
2-3 Santa Fé 鉱山	152
2-4 Japo 鉱山	152
2-5 San Luis 鉱山	152
2-6 San Florencio 鉱山	152
第3章 鉱床賦給の場についての考察	155
3-1 鉱床の分布を規制する構造	155
3-2 火成活動と鉱化作用	155

第4章 物性試験	157
第5章 探鉱計画	161
5-1 探鉱計画策定の基礎	161
5-2 重力探査	161
5-2-1 地域選定理由	161
5-2-2 探査作業	162
5-3 電気探査(IP法)	163
5-3-1 地域選定理由	163
5-3-2 探査作業	163

文 献
添付資料

FIGURES

Fig. 1	Location Map
Fig. 2	Location Map of the Catavi Mine
Fig. 3	Location Map of Equipments
Fig. 4	Progress Schedule of Concentration Equipment
Fig. 5	New Organization of Catavi Mine
Fig. 1-1	Schedule of Work
Fig. II-1-1	Isometric View of Sublevel-Stoping Activities
Fig. II-1-2	Geometrical Condition of Stopping Cavern
Fig. II-1-3	Arrangement of Sublevel
Fig. II-1-4	Plan and Section of Draw Cone
Fig. II-1-5	Plan and Section of Typical Sublevel Stopes
Fig. II-1-6	Arrangement of Mining Block
Fig. II-1-7	Section of Drifts and Shafts
Fig. II-1-8	Section of Block-A
Fig. II-1-9	Plan of Sublevel for Block-A
Fig. II-1-10	Plan of Undercut Level for Block-A
Fig. II-1-11	Plan of Scram Level for Block-A
Fig. II-1-12	Long-Hole Fan Drilling Pattern
Fig. II-1-13	Drilling Pattern of Slot Blasting
Fig. II-1-14	Drilling Pattern of Under Cutting Round
Fig. II-1-15	Drilling Pattern of Draw Cone
Fig. II-1-16	Section of Draw Point
Fig. II-1-17	Mesh Pattern of F.E.M.
Fig. II-1-18	Stress Analysis by F.E.M.
Fig. II-1-19	Organization of Mining Department
Fig. II-2-1	Transition of Concentration Result of Catavi Mine
Fig. II-2-2	Result of Recent Concentration Work
Fig. II-2-3	Transition of Sn Grade of Siglo XX Mill Plant
Fig. II-2-4	Result of Metal Balance (at 1981)
Fig. II-2-5	Transition of Operation Cost by Elements in Recent Year
Fig. II-2-6	Size Distribution of Crushing Test (Table 1)
Fig. II-2-7	Size Distribution of Wet Grinding Test-P.D. 60% (Table 5)

Fig. II-2-8	Size Distribution of Wet Grinding Test-P.D. 70% (Table 6)
Fig. II-2-9	Result of Sink and Float Test (Desmorte 1.68/0.21 mm)
Fig. II-2-10	Table Test-Mixed Ore (D80=180 micron Wet Grinding)
Fig. II-2-11	Table Test-Mixed Ore (D80=560 micron Dry Grinding)
Fig. II-2-12	Table Test-Mixed Ore (D80=730 micron Dry Grinding)
Fig. II-2-13	Size Distribution of Slime of Table Test No. 2
Fig. II-2-14	Particle Size and Tin Grade of Tailing-Table Test No. 2
Fig. II-2-15	Particle Size and Tin Recovery-Table Test No. 3
Fig. II-2-16	Flow Sheet to Eliminate Iron Material
Fig. II-2-17	Flow Sheet of New Mill Plant
Fig. II-2-18	Material Balance Diagram of New Mill Plant (Amount of Mineral and Water)
Fig. II-2-19	Water Balance
Fig. II-2-20	Size Distribution of Classifier Products
Fig. II-2-21	Relationship Between Feed Size and Feed Rate to Shaking Tables
Fig. II-2-22	Progress Schedule of Concentration Equipment
Fig. II-2-23	Organization and Personnel
Fig. II-3-1	Tailing Dam Layout
Fig. II-3-2	Sedimentation Quantity Curve
Fig. II-3-3	Probability of Rainfall
Fig. II-3-4	Drainage Area
Fig. II-3-5	Profile of Water Way in Hill Side
Fig. II-3-6	Blind Ditch in the Bottom
Fig. II-3-7	Emergency Drainage
Fig. II-3-8	Tailing Conveyance Channel Lime Section
Fig. II-3-9	Blind Water Way Section
Fig. II-4-1	Piping Route of Water Supply
Fig. II-4-2	Idealized Illustration of Taking Water
Fig. II-6-1	Organization
Fig. II-7-1	Net Income for Ton of Crude Ore by Grades, Quotation and Cost
Fig. III-1-1	Geological Map
Fig. III-1-2	Geological Profile
Fig. III-2-1	Geological Map of the Huanuni Mine
Fig. III-2-2	Geological Map of Morococala, Santa Fé and Japo Mine
Fig. III-3-1	Model of Relation of Igneous Rock and Ore Deposit of Investigated Area

Fig. III-5-1	Process of Gravity Prospection
Fig. III-5-2	Schlumberger Array Disposition
Fig. III-5-3	Process of IP Electrical Exploration

TABLES

Table 1	Cost of Construction (Processing 10,000 t/day)
Table 2	Profit and Internal Rate of Return
Table 1-1	Reserves of the Catavi Mine (June 30, 1981)
Table 1-2	Production During Recent Years
Table 1-3	Calculation of Revenue and Expenditure (Sum of 10 years)
Table II-1-1	Summary of Reserves of the Catavi Mine (June 30, 1981)
Table II-1-2	Ore Reserves and Ore Grade
Table II-1-3	Minable Ore and Ore Grade
Table II-1-4	Dimensions of Stope Development
Table II-1-5	Length of Stope Development for Block-A
Table II-1-6	Excavation Efficiency of Drifts and Chutes
Table II-1-7	Development Schedule for Block-A
Table II-1-8	Powder Factor of Long-hole Blasting
Table II-1-9	Powder Factor of Slot Blasting
Table II-1-10	Powder Factor of Undercutting Round
Table II-1-11	Powder Factor of Widening Draw Cone
Table II-1-12	Ore Production per One Stope
Table II-1-13	Drilling Length per One Stope
Table II-1-14	In-Put Data of FEM
Table II-1-15	Production Efficiency
Table II-1-16	Development Efficiency
Table II-1-17	Mining Equipment Costs
Table II-1-18	Development Cost
Table II-1-19	Operating Cost
Table II-1-20	Equipment Required by Dump Truck System
Table II-1-21	Equipment Required by Load and Carry System
Table II-1-22	Open Pit Mining Equipment
Table II-1-23	Operating Costs

Table II-1-24	Comparison with Mining Costs
Table II-1-25	Air Consumption
Table II-1-26	Compressor Equipment
Table II-1-27	Production Planning of 10 Years
Table II-1-28	Personnel Planning of 10 Years
Table II-1-29	Development Schedule
Table II-1-30	Development Costs with Sublevel Stopping
Table II-1-31	Mining Equipment Costs
Table II-1-32	Operating Costs of 10 Years
Table II-1-33	Productivity of 10 Years
Table II-2-1	Result of Suspension of Operation (at 1981)
Table II-2-2	Total Personnel (at 1981)
Table II-2-3	Crushing Test (Mixed Ore -20 mm)
Table II-2-4	Grinding Test (Mixed Ore -12mm)
Table II-2-5	Grinding Test (Wet Grinding P.D. 60%)
Table II-2-6	Grinding Test (Wet Grinding P.D. 70%)
Table II-2-7	Cleaning Test of Preconc. -Sn
Table II-2-8	Basic Condition of Processing Mineral
Table II-2-9	Processed Ore in the Case of 10,000 t/day
Table II-2-10	Water Consumption
Table II-2-11	Standard of Operation of Table
Table II-2-12	List of Concentration Equipment
Table II-2-13	Classified Expenditure by Quantity of Processed Ore
Table II-2-14	Classified Expenditure by Usage in the Case of 10,000 t/day
Table II-2-15	Production and Metallurgic Balance (10,000 t/D x 25 day = 250,000 t/M)
Table II-2-16	Production and Metallurgic Balance (8-10 year 10,000 t/D x 25 day = 250,000 t/M)
Table II-2-17	Production and Metallurgic Balance (9,000 t/D x 25 day = 22,500 t/M)
Table II-2-18	Production and Metallurgic Balance (8,000 t/D x 25 day = 20,000 t/M)
Table II-2-19	Quantity of Tin Test During 10 years
Table II-2-20	Number of Persons of Mill Plant
Table II-2-21	Detail Labor Cost (at 1982)
Table II-2-22	Comparison of Material Cost of New Mill Plant and Present Ore
Table II-2-23	Cost of Electric Power

Table II-3-1	Shape on Height of Dam when Sedimentation of Tailing Mill Plant Finished
Table II-3-2	Annual Quantity of Tailing Sedimentation and Material of Dam
Table II-3-3	Annual Loss of Rainfall
Table II-3-4	Order of Maximum Monthly Rainfall
Table II-3-5	Water Way and Drainage Equipment
Table II-3-6	Persons Necessary to operate Heavy Machines for a Day (-2.5 ~ 0 year)
Table II-3-7	Persons Necessary to operate Heavy Machines for a Day (0 ~ 9 years)
Table II-3-8	Cost of Operating Construction Equipment (-2.5 ~ 0 year)
Table II-3-9	Cost of Operating Construction Equipment (0 ~ 9 years)
Table II-3-10	Heavy Machinery and its Transportation Cost (-2.5 year)
Table II-3-11	Heavy Machinery and its Transportation Cost (0 year)
Table II-3-12	Drainage Equipment Construction Cost (-2.5 ~ 0 year)
Table II-3-13	Drainage Equipment Construction Cost (0 ~ 9 years)
Table II-3-14	Tailing Transportation Equipment Construction Cost
Table II-3-15	Construction Cost of Tailing Dam
Table II-4-1	Cost of Construction of Water Collecting Equipment
Table II-5-1	Equipment that Maintenance Section Administrates
Table II-6-1	List of Personnel of Administration Department
Table II-7-1	Profit / Loss Forecast and DCF Calculation (10,000 t/day)
Table II-7-2	Profit / Loss Forecast and DCF Calculation (9,000 t/day)
Table II-7-3	Profit / Loss Forecast and DCF Calculation (8,000 t/day)
Table II-7-4	Calculation of Revenue and Expenditure (Sum of 10 years)
Table II-7-5	Details of Operation Cost (In the case of 10,000 t/day)
	7 Years since First of Operation
Table II-7-6	Details of Operation Cost (In the case of 10,000 t/day)
	3 Years since the 8th Years of Operation
Table II-7-7	Details of Operation Cost (In the case of 9,000 t/day)
Table II-7-8	Details of Operation Cost (In the case of 8,000 t/day)
Table II-7-9	Details of Construction
Table II-7-10	Statement of Income and Expenditure
Table III-2-1	Production of Concentrate
Table III-2-2	List of Principal Ore Deposits in the Region
Table III-4-1	Measured Value of Physical Property of Rocks
Table III-4-2	Statistic Value of Density Measurement of Rocks

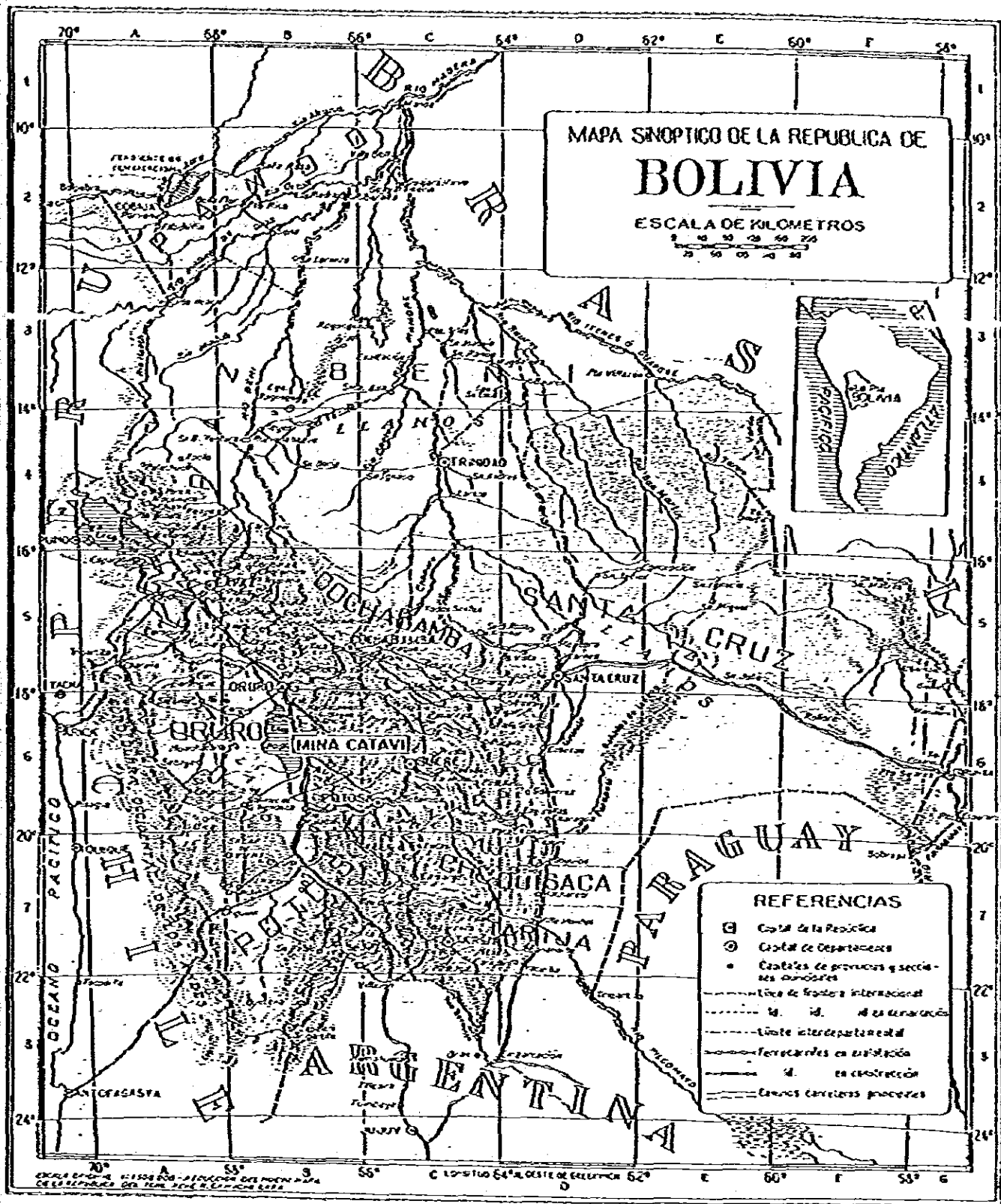
Table III-4-3	Statistic Value of Elastic Wave Velocity
Table III-4-4	Statistic Value of Resistivity
Table III-4-5	Statistic Value of IP
Table III-4-6	Statistic Value of Magnetic Susceptibility
Table III-4-7	Measured Value of Residual Magnetization
Table III-5-1	Cost of Gravity Prospection
Table III-5-2	Cost of IP Electrical Exploration

APPENDICES

- A II-1 Details of Projected Personnel of Administration Department
- A II-2 Details of Construction Costs of Administration Department
- A II-3 Changes in Income Per Ton of Crude Ore by Grades, and Changes in Quotation by US\$ 1.0/lb (10,000 t/day base)
- A II-4 Net Income Per Ton of Crude Ore by Grades (10,000 t/day base)
- A II-5 Bases for Calculation of Revenue
- A II-6 Bases for Calculation of Selling Cost-Loading Cost
- A II-7 Calculation of Amount of Interest During Construction
- A II-8 Calculation of Interest (Total for 10 years)
- A II-9 Construction Costs by Amount of Interest
- A II-10 Details of Construction Cost (for 10,000 t/day treatment)
- A II-11 Details of Construction Costs (for 9,000 t/day treatment)
- A II-12 Details of Construction Costs (for 8,000 t/day treatment)
- A II-13 Construction Cost for Concentration and Water Equipment and Their Detail
- A II-14 Office Construction Cost
- A II-15 Balance Sheet of Crushing of Siglo XX and Victoria Mill Plant
(From sizing test at July 1982)
- A II-16 Cost of Mill Plant (10,000 t/D)
- A II-17 Cost of Water Equipment
- A III-1 Micrograph of Polish Section and EPMA
- A III-2 Microscopic Observation of Polish Section
- A III-3 Micrograph of Thin Section
- A III-4 Microscopic Observation of Thin Section
- A III-5 Sample List
- A III-6 List of Result of Chemical Analysis

PLANS

- PL. II-1 Plan of Desmonte
- PL. II-2 Layout of New Mill Plant
- PL. II-3 Single Line Diagram of Concentrator
- PL. II-4 Plot Plan of New Mill Plant
- PL. II-5 Plan of Tailing Disposal
- PL. II-6 Flow Sheet of New Mill Plant



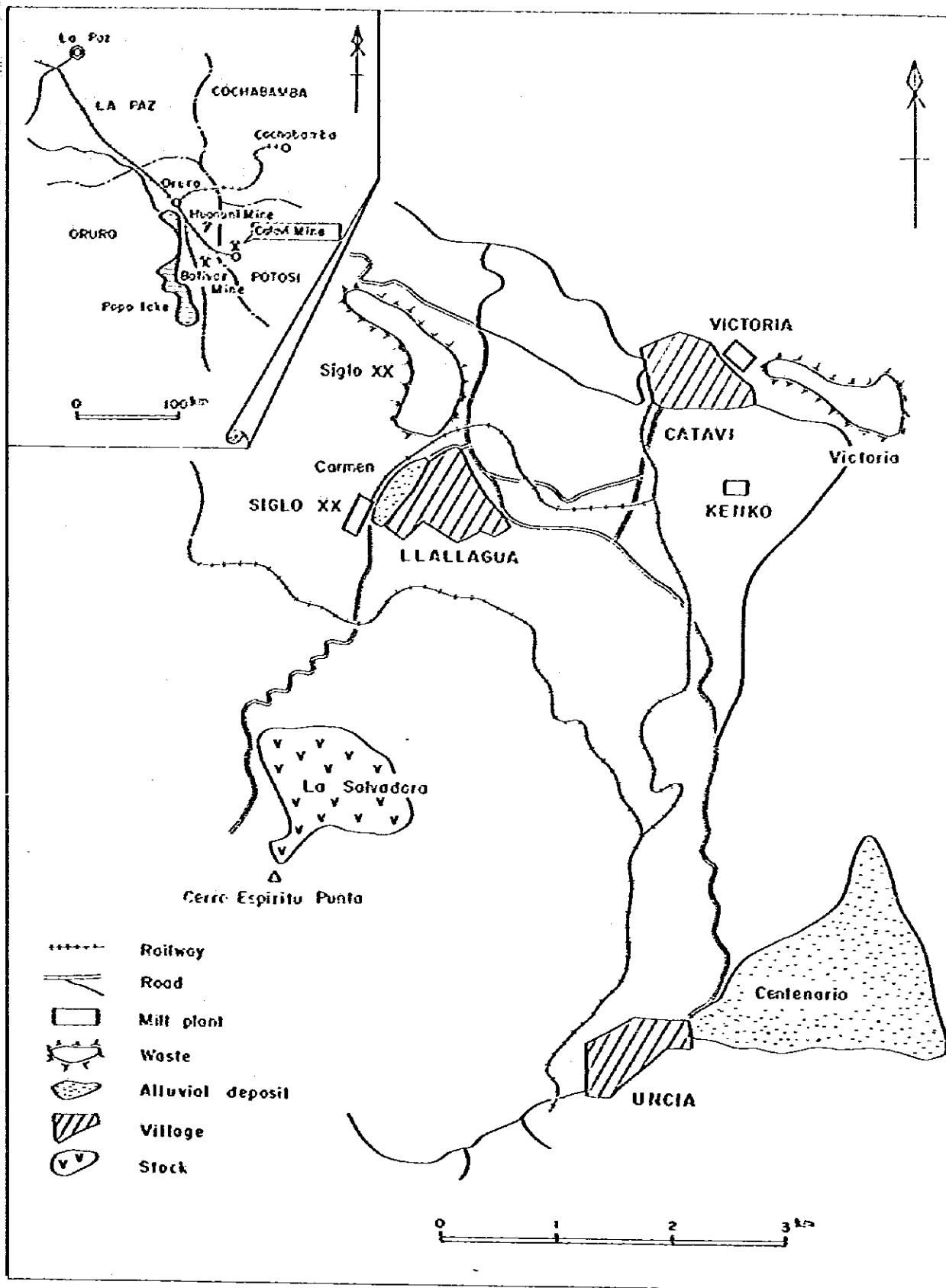
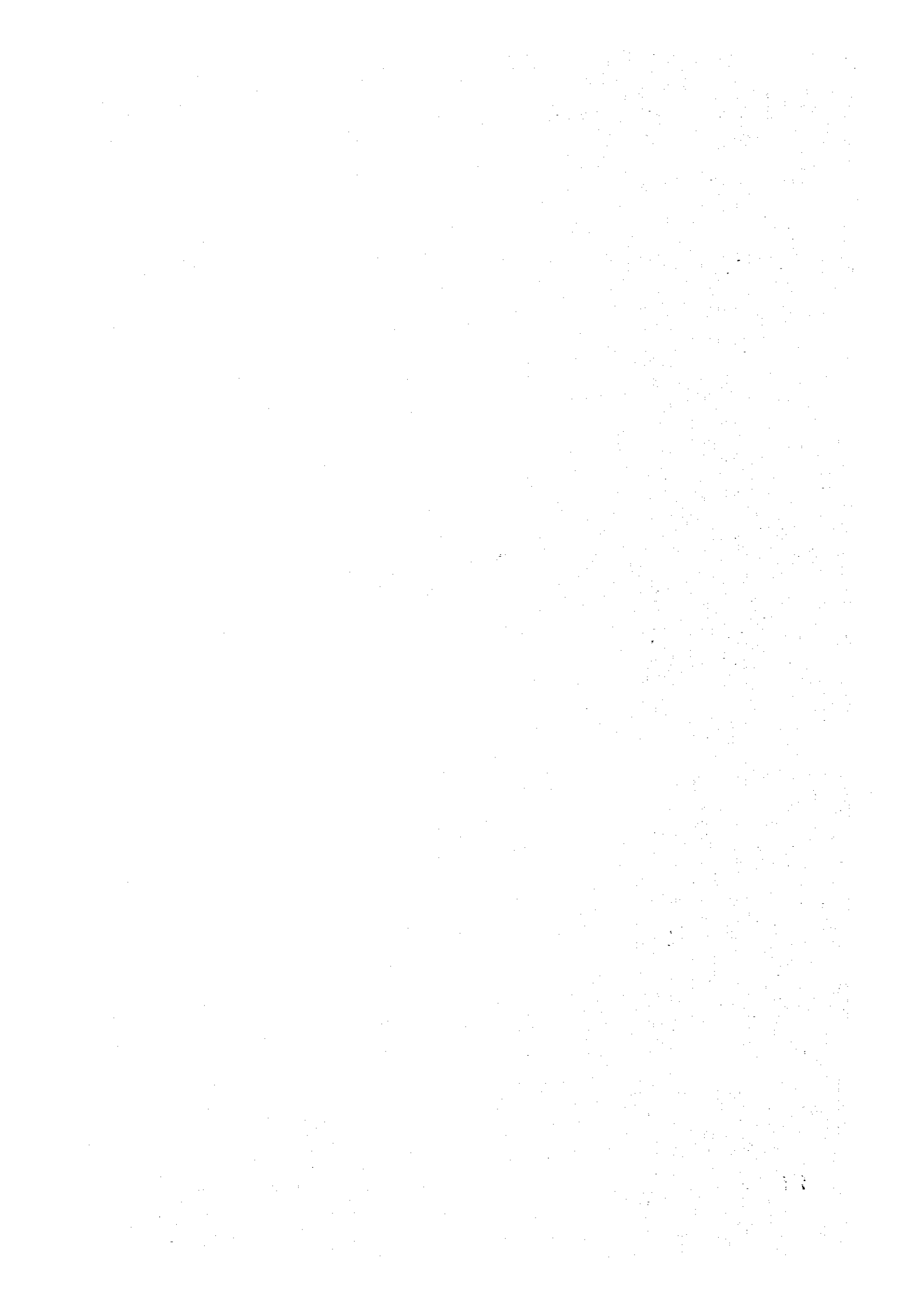


Fig. 2 Location Map of the Catavi Mine

要 約



1. 主 旨

ポリヴィヤ共和国鉱山施設近代化計画調査の名称の下に、第1年次・1981年7月～1982年3月、第2年次・1982年7月～1983年3月に亘り、Catavi (カタビ) 鉱山の現状調査、探査、採鉱、選鉱各部門の試験研究、近代化施策のための検討と解析、および、その結果を踏まえた提言の実施という一連の作業を行なった。

調査の結果については下記の如くまとめる事ができる。

即ち、この数年の間に採算限界以上の品位の鉱石が急激に減少し、1982年現在、2年分を残すのみである。それにも拘らず、施設、操業形態、組織は、その大部分が且つての高品位鉱処理時代のまゝであり、生産性が極度に低下している。一方、人件費、物品費を主とするコストは年々上昇している。これらの要因によって鉱山の経営は悪化の一途をたどっており、1980年、1981年には、税引後各々1,500万us\$, 2,500万us\$の損失を計上するに至った。このまゝの操業を続ける限りは年々損失は増加し、高品位鉱が枯渇した後は更に大規模な損失をまねくであろう事は明らかである。しかしながら、国家的、社会的制約から鉱山を一挙に閉山させる事はできない。

上記の結論に基づいて、近代化施策のための提言を行なうに当たっての基本的構想を下記の如く策定した。

- (1) 経済性を改善させながら、少なくとも10年間の操業を維持する必要がある。
- (2) そのため、先づ、粗鉱量を10,000t/日規模にまで増産し、錫の生産量を大幅に増大することによって経済的メリットを産むための方策を構ずる。
- (3) その方策としては、採鉱、選鉱、管理の各分野においてモデルプランの概念設計を行なう。これにより生産性の向上と人員の適正配置を図る。
- (4) 本計画の経済評価を行ない、同時に適正規模の視点から10年間の収支が最大となる条件を見つけるため、粗鉱品位と粗鉱量を変えてケーススタディーを行なう。
- (5) Catavi 鉱山の近代化に伴い、COMIBOL (ポリヴィア鉱山公社) および、地域社会の技術的発展を図るために、近隣地域における新鉱床探査計画を立案する。

上記の構想に従い、下記の提言を行う。

2. 提言のまとめ

(1) 採 鉱

採掘計画の立案に当たっては、近代化計画の基本的構想である10,000t/日 出鉱規模での坑内鉱と坑外鉱の量のバランスを考慮し、鉱床条件に適合した坑内採掘法と、SigloXX

(シクロベインテ) 廃石の大量処理による低コストの採掘、運搬によって、採掘部門全体としてのコストの低減と生産性の向上を図ることを前提条件として、下記の提案を行なう。

a. 坑内においてはブロックセントラル地区を対象として、

- (a) ある程度、選択採掘が可能な方法(品位の向上)
- (b) 堅硬でクラックの少ない地質に適した方法(大塊処理の軽減)
- (c) 低コスト、大量生産の可能な方法
- (d) 既存の設備と操業に大きな変更を要しない方法

に条件を置いて採掘法を選定した結果、サブレベル採掘法が最適と判断された。細部に亘る提案は下記のとおりである。

- (a) 採掘対象は、ブロックセントラル地区のうち、鉛石品位の分布状況から見て、サブレベル法に有利な4つの採掘ブロックを選定した。4ブロックの高品位部の可採鉛量の合計は7,378,070 t、平均品位Sn 0.41%である。
- (b) 開坑坑道は、延長が長くなるため出来る限り鉛床内部に開削し、出鉛量を補填すること、また期間を短縮するため、能率が良く、機動性のある機械を推める。(Table 1-1-17)
- (c) 運搬、通気、排水については、現有設備を最大限に生かし大幅な変更は行なわない。
- (d) 上記の方法による採掘能率は222 t/工となり、日本の代表的な塊状硫化物鉛床である「橋梁鉛山」の同方法による15 t/工と比較しても良好な能率となった。

b. 坑外鉛の活用

Desmonte(Sigo XX廃石)は、鉛量22900千トン、平均品位Sn 0.27%で、比較的まとまって存在し、粒度も揃っており、積込、運搬も比較的容易な為、直ちに大規模採掘が可能な事。選鉛試験の結果Victoriaの廃滓に比べて選鉛処理が容易であることから、採掘コストを全体として大幅に低減できるものと判断した。

(a) 採掘法

堆積状態から考えて、上方から順次盤下げを行なう方法をとる。

(b) 採掘機械、運搬機械(Table 1-1-23)

普遍的な大型重機類を使用。運搬は、ダンプトラック方式とロードアンド キャリー方式について経済性を比較、検討した結果、前者を採用した。その結果、廃石の全採掘能率は約130トン/工となり、坑内・坑外を通じての採掘コストは大幅に低減され、また生産性の向上が図られる。

c. 採鉛長期計画

10年間に亘る生産計画、人員計画、建設計画および採掘操業費を組んで、採掘コストと生産法をまとめた。(Table 1-1-32, 1-1-33)



Fig. 3 Location Map of Equipment

この結果、採掘コストは10年間で平均1,433us\$/tと低減され、また生産性も約850t/人・月と飛躍的に向上することとなった。

以上述べたように、本計画が実施されれば大きい改善効果がみられるものと考えられる。

(2) 選 鉱

初年次の調査の結果、選鉱部門の改善に当たって下記の点が大きい問題点であることが判明した。

- a. 選鉱成績の低下
- b. 選鉱方式と容量の問題
- c. 操業の不安定と選鉱設備の老朽化
- d. 操業コストの上昇

更に1・2年次を通じ、選鉱試験を実施してきたが、主として坑内鉱35：坑外鉱(Desmonte)65の割合の混合鉱石に対する比重選鉱を中心とした選鉱試験結果を要約すれば下記の如くである。

- a. 重液選鉱による予選はマイナス要素が多い。
- b. 錫鉱物は、50 μ ～200 μ の間の粒度域での分離性が良好である。
- c. テーブルによる分離は、精鉱品位Sn 48.9%、実収率59.8%、低品位精鉱品位Sn 5%、実収率10%であった。
- d. 脱鉄は73.5%～97%の除去率である。
- e. 磁選では、Feを100%除去することは難しい。

上記の問題点および、試験結果を前提条件として、新選鉱システムによる新選鉱工場の建設を下記の様に提案する。

- a. 坑内鉱3,500t、坑外鉱6,500tの割合で10,000t/日処理の選鉱工場をSiglo XX地区のCerro-Pichakani(セロ・ピチャカニ)の東斜面に設ける。
- b. 選鉱方式は、Sn 0.3%前後の低品位元鉱を対象とし、錫石の単体分離性に注目した粉砕、磨鉱(とくに過磨鉱を避ける)、分級工程を組合わせたテーブル選鉱を主力とし、最後に精鉱品位を上げるために脱鉄および、脱鉄処理を行う。
・重液選鉱による予選は、採取率の低下、物品(フェロシリコン)のコスト高、および操業不安定のおそれのある事から採用しない。
- c. 今回の提案は概念設計であるが、建設工事実施に当たっては、パイロットプラント(20t/日以上)を設けてサンプリング精度を高めた上で詳細設計を進めるものとする。

なお、選鉱成績の期待値は、精鉱品位が、高品位鉱Sn 50%、低品位鉱Sn 4%、総合実収率60%である。この成績を保持するため、計装および分析の自動記録装置による監視の強化を図り、万全を期するものとする。

- d. 新選鉱システムが実効をあげるためには、設備の予防保全システムの採用が前提である。
- e. 選鉱廃液処理については、従来より粒度が細かく、量も倍加することから、Cerro Sacamarca (セロサカマルカ) の西側の平地に、廃液サンドの粗粒部分を集めて閉鎖堤を構築する。
- f. 用水は、微粒テーブル系統で、とくに低濃度を要し、総量15万m³/日と大量を要するため、復水率を80% (蒸発分を除き) 以上とし、乾期に備える水バランスとする。

(3) 建設計画

採鉱、選鉱、管理の各部門における建設計画と建設費を次に要約する。

a. 採 鉱

サブレベル採鉱を開始する以前の、いわゆる建設期間は4年間を見込んでいる。

調査設計に始まり、機器調達、主要運搬坑道、開発坑井、連絡坑道などで2年間、次いで開発坑道開削が2年間である。

Desmonte採掘準備は、機器調達のみで、半年間を見込む。

b. 選 鉱

調査設計から操業開始までの期間は3年半余を見込んでいる。

選鉱工場関係では、調査設計、機材調達、土木工事、建屋工事、機電工事などを平行して進めて行き、試運転に至るまで約3年である。

廃液ダム建設は、主としてダムタイト構築であり、前後約3年半を要する。

その他、用水設備として、機材調達、取水、ポンプ設備、配管工事に約2年間を見込む。

c. その他

社宅、人事部関係の建屋および設備などを上記建設工事に合わせて実施する。

d. 建 設 費

全工事の建設費および付帯経費の要約は次の如くである。

Table I Cost of construction In 1,000 U.S.S

Classification	Amount		
	10,000 t/day	9,000 t/day	8,000 t/day
Mining equipment	6.772	5.612	5.436
Mineral processing equipment	78.257	73.209	67.961
Water supply equipment	3.534	3.318	3.092
Tailing dam	4.732	4.023	4.479
Affices and houses construction	1.633	1.633	1.633
Administration equipment	455	455	455
Other expenses	20.942	19.842	18.688
Total	116.325	108.092	101.744

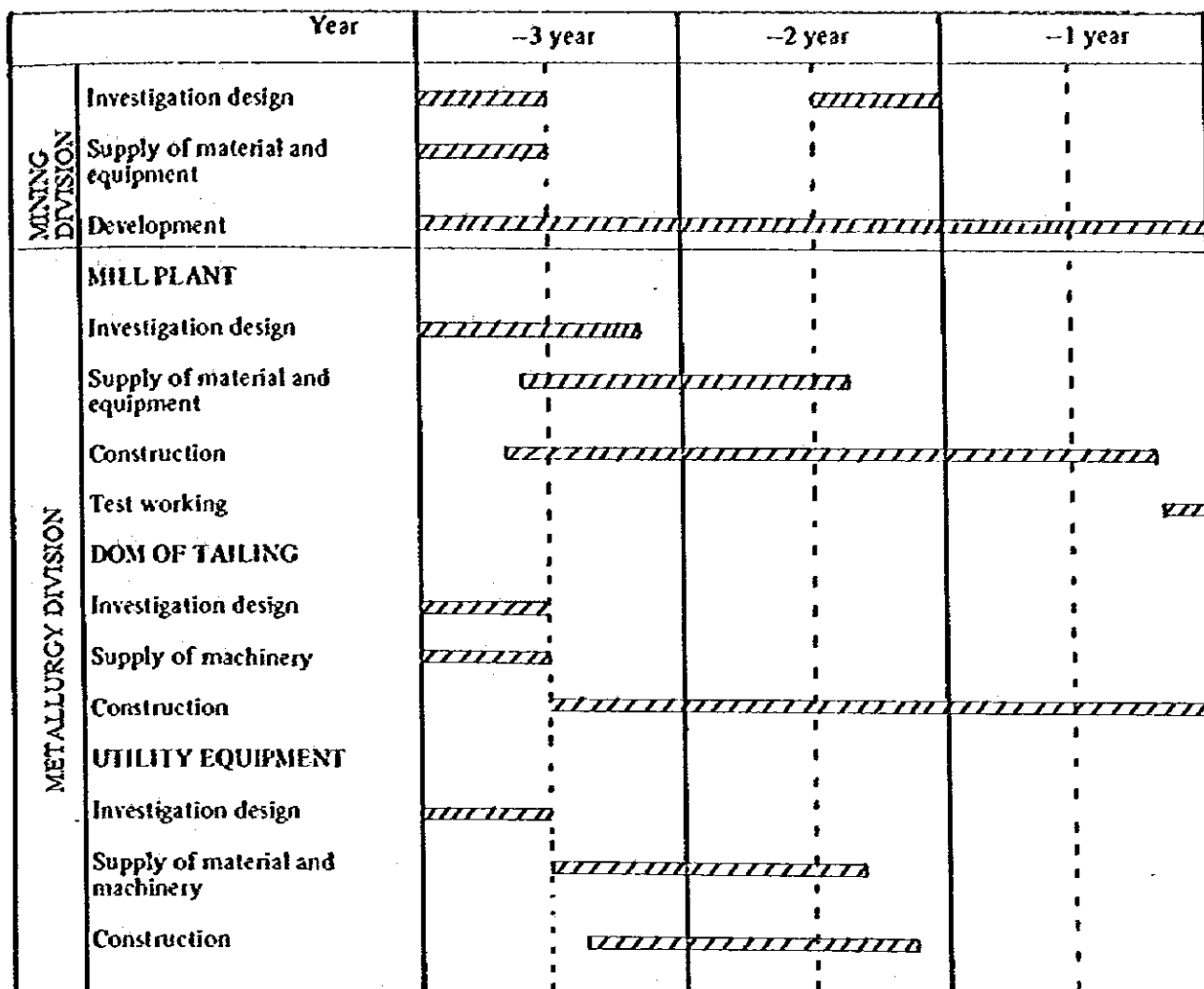


Fig. 4 Progress Schedule of Concentration Equipment

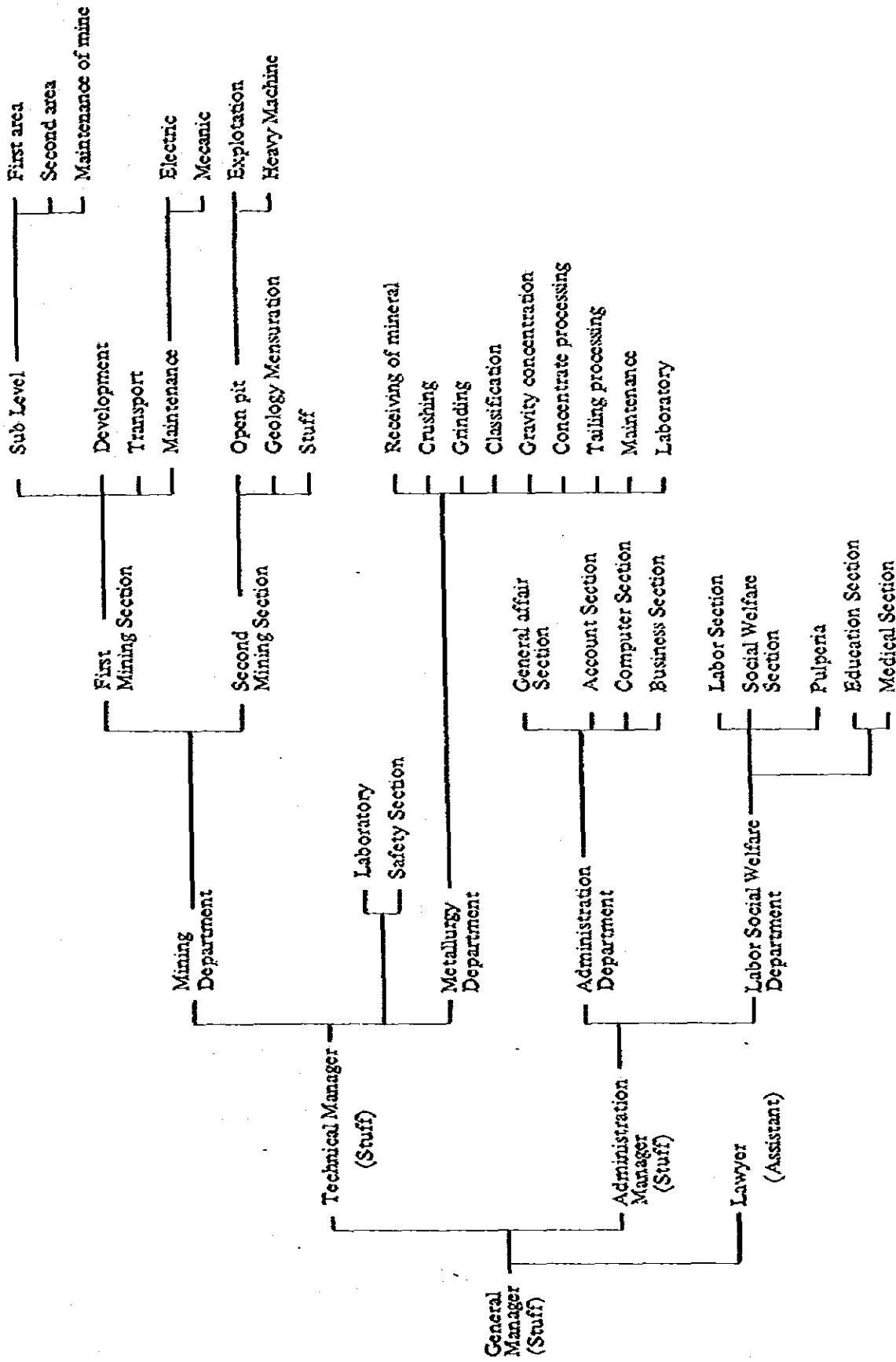


Fig. 5 New Organization of Catavi Mine

(4) 人員計画

近代化施策のポイントである新選鉱工場の集約と機械の自動化を基本とした新しい操業態勢と、管理面での改善策を図ることを目標に、適正と考えられる人員配置を行った結果、採鉱関係、約300名、選鉱・工務関係470名、管理部門436名、合計約1,200名となった。

2年間の調査の結果から、Catavi 鉱山の収支を圧迫している最も大きい要因が年々のコストアップにある事、その大部分は生産性の低下にある事を把握した。

COMIBOLとの再三に亘る話し合いの中で、一般に「近代化」を行なう場合、操業の合理化、単純化は避けて通る事は出来ない事、また2年次へのCOMIBOLに対する約束に従い新計画は、新しいシステムによるケーススタディーである事を確認してきた。

従って、その意味で、上記の人員は、新システムにおける最少の人数を表わしている。

我々の提案している新しいシステムに移行するためには、準備、建設期間が必要で、その間に適正な人員配置を行なう事によって徐々に近代化を図ってゆく事も可能であろう。また、周辺部の採鉱に出来るだけ早く着手し、早期に新鉱床を発見して、その開発に人員を振り向けることは更に抜本的な施策となろう。

(5) 経済評価

本プロジェクトは、施設と操業形態の近代化を通じて、生産現場の集約と操業スケールの拡大による経済的メリットを最大限に活用することで以て、収益の大幅な改善を図ることが大前提である。

本プロジェクトの経済評価に当たっては、10,000 t/日粗鉱量処理を基本とし、9,000 t/日、および8,000 t/日の場合をもケーススタディーとして、各々の収支計算を行なった。また、DCF計算を行い感度分析を行なった。その結果はTable 1-7-1, 2, 3, 4, 5に示す通りであるが、要約すれば次の様になる。

Table 2 Profit and Interval Rate of Return

	in 1,000 US\$		
	10,000 t/d	9,000 t/d	8,000 t/d
Profit per year before tax (Metal price 6 US\$/lb)	6,400	7,600	5,600
(Internal Rate of Return Metal price 6 US\$/lb Interest 6% Tax 35%)	10.50%	10.79%	9.95%

税引前年収益では、9,000 t/日の場合が最も高い。Catavi 鉱山では1981, 1982年に、税引前で1,500万us\$以上の赤字を計上しているから、上記の場合に、現状に比べて約2,100万us\$以上の収支改善となる。

DCF計算結果では、各ケースにおいて10%前後の数値が出た。この場合、年収益計算と異なり、税率を35%と想定して算入してある。

以上の経済計算結果から見て、本プロジェクトは十分に経済性を有するものと判断される。

(6) 探鉱計画

提言に当っては、下記の調査結果を基礎とした。

a. 鉱床賦存の場

本地域の錫鉱床は南北性の隆起部の中で、背斜軸上、または背斜近傍の翼部に集中している事、および石英斑岩岩株の存在と密接な位置的、成因的關係を有する事が判明した。

b. 調査地域は東半分は特に新期の流紋岩溶岩で被われた区域が広い。その区域中において、San Florencio鉱床は、'窓'として露出する古生層を母岩としているが、Llallagua (リャググア) 鉱床と同種の鉱床であって、溶岩地帯下部に潜頭鉱床の存在を示唆している。

c. 物性試験結果

(a) 変質石英斑岩と古生層との密度差が明瞭である。

(b) 鉱化帯および変質堆積岩のIP値は、他の岩石よりはるかに高い。

上記の結果を基礎として、探鉱計画を下記の様に提案する。

a. 地質構造および火成活動と鉱床との関連性からみて探鉱価値の高いSan Florencio (サンフロレンシオ) 鉱山周辺を選定する。

b. 重力探査

範 囲 : $10\text{km} \times 15\text{km} = 150\text{km}^2$

使用機器 : ラ・フステ重力計

期 間 : 外業 2ヶ月, 内業 2ヶ月 計 4ヶ月

経 費 : 65,000 us\$

c. IP電気探査

San Florencio 鉱床から北西に延びる変質帯を含む地域に対し、IP探査を行ない、直接に、鉱床あるいは変質石英斑岩体を発見する。

探査面積 : $3\text{km} \times 6\text{km} = 18\text{km}^2$

使用機器 : IP Mod IPR 8又はIPC-7.5 kv及び誘導電子IP送・受信機

測定方法 : Frequency Domain (フレクソドノイン) 法, 傾度法電極配置

期 間 : 外業 約6ヶ月, 内業 約2.7ヶ月

経 費 : 87,000 us\$

なお、重力探査、IP探査については専門家の助言を得て実施することが現地の技術水準からみて必要である。

3. 結 語

我々の提案して来たCatavi 鉱山の近代化計画の実施に当っては粗鉱処理量10,000 t/日の場合の建設費116百万us\$のほか、採鉱費として約15万us\$を必要とする。この金額はCOMIBOLのみで負担する事は極めて困難な事情にあるものと理解している。

従って、Catavi 鉱山の近代化がボリビアの鉱業のみならず国家的な事業であるからには、上記の事業費について国家的な強い助成策を構ずる事が何よりも望ましい。

かくして、新計画を成功させる事によって、地域社会に対しても、また国家的にも財政に大いに寄与することになろう。

更に、Catavi 鉱山近代化の成果は、他の鉱山の同じ種類の問題の解決にも波及してゆき、COMIBOL全体の再建に結びつくものと信ずる。

第I部 序 論

第1章 Catavi 鋳山の概要

(1) 位置・交通

調査が実施された Catavi 鋳山は La República de Bolivia, Departamento Potosi, Canton Bustillo (ボリヴィア共和国ポトシ州プスティーリョ県) にあり、東アンデス鋳山地帯の中心地の Oruro (オルロー) 市の南西 100 km の地点に位置している。首都 La Paz (ラ・パス) より Oruro 市を往ての自動車による所要時間は 4 時間半前後である。Oruro 南方約 3 km の Machacamarca (マチャカマルカ) より Catavi 南方の Uncia (ウンシア) に達する COMIBOL の社営鉄道があるが、殆んど貨物輸送が主で旅客の輸送はバスによって行われている。Catavi 鋳山は Potosi 州に属するが Oruro との州境近くに位置し、経済的には Oruro 市と密接な関係にあり Potosi 州の首都 Potosi 市とは単に行政的関連を有しているに過ぎない。

(2) 地形・気候

Catavi 鋳山は地形的には東部アンデス山系に属し、その中の盆地状構造を呈する部分に諸設備が存在している。地域の最高峰は Cerro Juan del Valle (フアン・デル・バリエ山海抜 4,600 m) で、その周辺に扇状地地形が発達し、南麓には Uncia 町、北麓には Illagua 地区として鋳山諸設備及び商店街、北東には鋳山諸設備社宅よりなる Catavi 地区が発達している。盆地の最低地には Kenko (ケンコー) 湖などの小湖沼が分布している。気候は 12 月～4 月の雨季と 5 月～11 月の乾季に分かれ、最高の気温は 20℃、乾季(冬期)の最低気温は -5℃ 位で年間降雨量は 500～700 mm であるが殆んど雨季に集中して降る。一日中の気温格差が大きく日中と夜間とでは 15℃ 以上に達し、一般に寒冷、小降雨量、低湿度などで植生が少なく乾燥不毛の地となっている処が多く、農作物の栽培の種類も限定され、生産性も低く、気候は当地域の発展の最大の制約となっている。

(3) 操業現況

Catavi 鋳山は現在初生錫鋳床を採掘する鋳山としては世界最大の規模を有する鋳山であるが、1903年に Simón I. Patiño (シモン・イ・パティニョ) によって開発され、それ以来、次々と富鋳部が発見され、Patiño 家は世界的な財閥となった。Patiño は 1924 年に Compañía Patiño Mines & Enterprises Cons. を設立し、Catavi 鋳山のみならず他の有力な錫鋳山の経営を行って来たが、Catavi 鋳山はその基幹であった。1952 年の社会革命を伴ったボリヴィア開国以来の最大の革命によって、Patiño 傘下の鋳山はすべて国有化され、COMIBOL の基幹鋳山となった。1924年に -650ML に主要運搬坑道を開き、本格的な坑内採掘に着手し、当時の世界的な近代化鋳山として操業を行って

来た。開山以来の産出金属量は50万トン以上とされているが、開山当時12~15% Snの粗鉱品位が1920年代には9% Sn、1960年代には0.8% Sn台となっており、更に現在は0.3% Snとなっている。1981年の埋蔵鉱量は下表の通りである。

Table I-1 Reserves of the Cafavi Mine (Jun. 30 1981)

Type of Reserves	Reserve		
	Tons Min.	Sn%	Tons Fino
Vetas	443,472	1.52	6,757.71
Vetas en blocks	115,399	2.08	2,398.34
Puentes	44,338	2.88	1,275.16
Block caving	3,255,329	0.39	12,797.36
Blocks chicos	89,698	0.40	363.14
Existencias	103,478	0.92	948.04
Total (mine)	4,051,714	0.61	24,539.75
Desmontes	21,961,820	0.27	59,845.16
Veneros	297,249,015	0.01	30,558.49
Relaves	32,262,227	0.37	118,686.20
Total (surface)	351,473,062	0.06	209,089.85
Sum Total	355,524,776	0.07	233,629.60

以上のようにこの品位低下にいかに対処して行くかが本鉱山の重要な課題である。

採集については過去4ヶ年の生産実績を示すが、現在の採集規模は日産粗鉱量5,000t、

Table I-2 Production During Recent Years

Year		1978	1979	1980	1981
Production Under Direct Control	Crude ore	1,432,068 ^t	1,266,625 ^t	1,283,515 ^t	1,324,014 ^t
	Assey Sn	0.38%	0.34%	0.32%	0.31%
	Sn-Conc.	7,386 ^t	6,636 ^t	6,181 ^t	5,767 ^t
	Assey Sn	40.07%	38.05%	37.02%	35.41%
Sn-Metal		2,959 ^t	2,525 ^t	2,288 ^t	2,042 ^t
Sn-Metal in sold ore		1,430 ^t	1,408 ^t	1,661 ^t	1,386 ^t
Total Sn-Metal		4,389 ^t	3,933 ^t	3,949 ^t	3,428 ^t

出鉱品位0.3%で在籍人員は約5,000名である。採集は鉱脈に対するシュリンケージ法と採掘充填部及び分枝派遺給部を対象としたブロックケービング法とがあり、これらの方法による生産比は2:8であり、急激にシュリンケージ切羽が減少しつつある現状であるが、ブロックケービング法についてはドロポイントに問題がある。

選鉱については、採集出鉱石は、まずSiglo XX選鉱工場で重液選鉱が実施され、その粗鉱はVictoria(ヴィクトリア)選鉱場に運搬され、こゝでは比重選鉱(主としてテーブル

選鉱、一部シグ選鉱)を行い、最後に脱鉄浮選により錫精鉱に仕上げられている。又各選鉱工場からのスライムはKenko湖に堆積され、Kenko選鉱工場で浮選を行ってきたがドレッジャーの故障により本来の操業は実施されていない。Siglo XX選鉱工場の選鉱元鉱は約5,000 t/日・Sn 0.3%内外であり、予選鉱品位はSn 0.45%, 錫実収率約75%である。Victoria選鉱工場では約2,000 t/日を処理し、Sn品位40%内外の精鉱を錫実収率60%で回収している。各選鉱工場の諸設備は、現在低品位、低収益の出鉱にかかわらず従来の高品位、高収益型の設備を維持し又機器設備は老朽化が著じるしく能率の低下を招いている現状である。

鉱山付帯設備としては各種修理工場、電気設備、用水設備を有するが、特徴あるものとしてはCOMIBOL傘下の鉱山の注文を受けている鋳物工場と2ヶ所に水力発電所を有する。鋳物工場はCOMIBOL鋳物需要量の半量2,000 t/年の供給能力を有しCatavi鉱山管理下にあるが独立会計となっている。この他に収容ベット数265を数えるCOMIBOL最大の病院、看護学校などを有している。更に学校は小中高校合せて17校を有し、教員数416名、生徒数昼夜間併せて14,000人である。配給所、劇場映画館もあり福利厚生施設は完備している。

本鉱山の経営は粗鉱品位の低下に伴って極めて厳しく、悪化の一途をたどっておりCOMIBOLのみならず国家的問題となっている。

第2章 Catavi 鉱山近代化計画の経緯と目的

日本政府は、1980年4月、ボリビア国・COMIBOL 所属の鉱山施設の更新、近代化プラン作成の要請を受諾、それに従い国際協力事業団(JICA)は、1981年2月～3月、事前調査団を現地に派遣、COMIBOL と協議の結果、近代化プランの対象としてCatavi 鉱山が選定された。

第1年次の調査は、1981年7月～1982年3月に亘り、COMIBOL の要請によるモデルプラン作成のため、現地において鉱山の現状の把握と試料および資料の収集を、また、日本内地においては資料の検討と試料の各種試験を行い、改善すべき問題点を抽出し、解析をした結果、第2年次の計画策定のための指針を得た。

第1年次に把握できた諸問題のうち、重要な項目は下記のとおりである。

- (1) 採算点以上の坑内高品位鉱石の枯渇、即ち、粗鉱生産量120～130万トン/年として、1981年度末に約3年分の鉱量を残すのみである。
- (2) 現在計画中の大規模ブロックレーピング法は既存の設備、鉱床条件に適していない。
- (3) 現在生産中の大部分を占める低品位、低収益型の鉱石に対しては、従来から用いられてきた対高品位鉱石型の選鉱設備、操業型態は不適當である。
- (4) 将来の対象鉱石として考えられる坑内低品位鉱石、Desmonte (デスマンテ=SigloXX 廃石、) およびVictoria 廃滓の3種について選鉱試験を行なった結果、全般的に錫鉱物は50メッシュ以下のきわめて微細なことから、Desmonte が最も選鉱処理しやすいことが判明した。
- (5) 管理面の問題としては、機械設備の老朽化、保全の欠乏、管理の不備、および組織の複雑さが目立った。
- (6) 現在の操業態勢を続ける限りは、税引前で1000万ドル/年以上の損失が継続する事は明らかである。
- (7) Catavi 鉱山は国家収入の重要財源であり、鉱山が存続するか否かは地域社会との関連性が大きく、国家的にも重要な問題である。

以上の様な問題点を総合的に検討し、COMIBOL との協議を重ねてきた結果、次のように第2年次の調査の指針を得た。

- (1) 近代化のための新操業形態の基本設計、即ち、計画中のブロックセントラル区域のうち、高品位部を選択採掘するためのサブレベルストレーピング法の設計、坑内鉱石およびDesmonte にマッチした新システムによる、処理量倍増のための選鉱工場の基本設計、ならびに新しい管理システムの提案。
- (2) 新操業システムの経済評価

(3) 周辺地域に対する中期的探査計画の立案

第2年次は上記の提案を基本方針として、1982年7月～8月の間、現地調査を実施し、帰国後、試料の選鉱試験を追加し、また資料の検討、解析を行い、こゝに初期の目的である近代化のための新操業形態の計画を提示するに至った。

第3章 調査の概要

本調査は Catavi 鉱山の実態及び現状の解析を主とした調査結果に基き提言された近代化への新操業形態の基本設計、即ち坑内高品位部に対するサブレベル法による採掘計画の立案、新システムを選鉱工場の基本設計及び新しい管理システムの検討、新鉱床発見のための探査計画の立案のため実施された。調査の内容は鉱山業に於けるあらゆる分野を網羅しているため、探査、採鉱、選鉱、工務、経済分析の専門分野の技術者にそれぞれ担当させて調査を行い、調査員の帰国後はそれぞれの分野技術者の協力を得て国内解析を行った。

現地調査の際には COMIBOL より各分野毎に専門技術者のカウンターパートが調査に参画し、本調査の遂行を容易にした。調査は設計に関する諸資料の収集を主とし、又探査計画立案のための現地調査を行った。

調査員は現地参加者1名を加え9名で実施され、8名は1982年7月2日出発し、帰国は8月4日3名、8月5日5名となっている。従って、調査期間は7月2日より8月5日まで35日間であった。

今年次は調査に先立ち破砕特性の調査、磨鉱試験、比重選鉱試験などの選鉱試験を行い、更に帰国後携行試料によりこれらの再確認のため選鉱試験を実施した。探査部門に於ては鉱石の化学分析、顕微鏡観察、BPMA 鑑定、物性測定を行い、これらを解析して採鉱計画を作成した。採鉱部門に於てはサブレベルストーピング法による採掘法の設計、選鉱部門、工務部門に於ては各種の選鉱試験を実施し、その後、新選鉱工場及び付帯設備の設計及び起業費操業費の算定を行った。管理部門に於ては収支計算、プロジェクトの経済性の検討が行われ、第2年次の報告書が作成された。作業工程は下表の通りである。

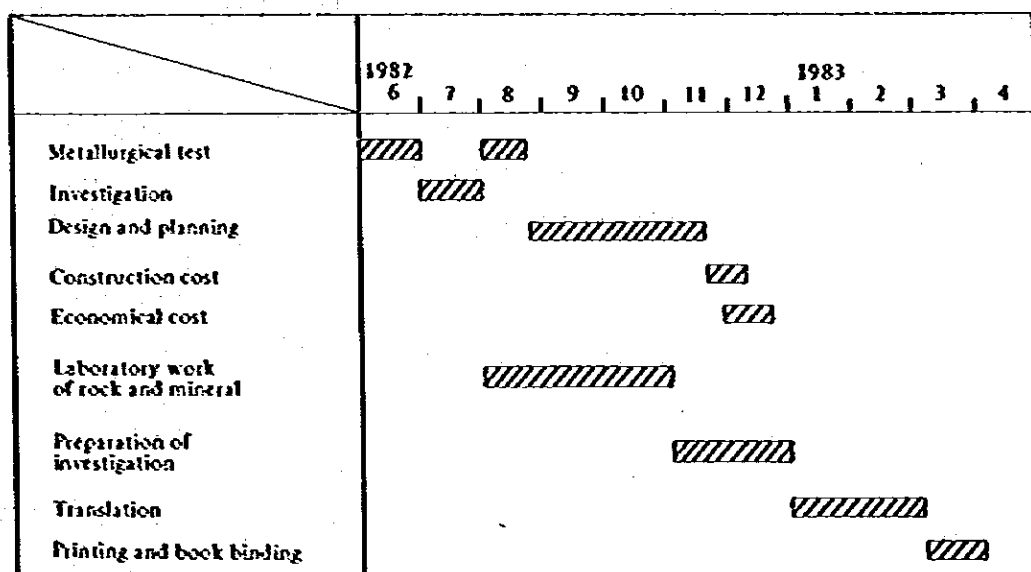


Fig. 1-1 Schedule of Work

本調査に参加した日本側調査団員並びにボリヴィア側カウンターパートは下記の通りである。

調査団員

団長	隅田 実	(総括・地質)	※	同和工営株式会社
団員	蛇目 秀雄	(地質)	※	同上
	黒沼 翼治	(地質)		同上
	落石 雅宜	(採鉱)	※	同上
	武田 衛	(採鉱)		同上
	首藤 嘉寿男	(選鉱)	※	同上
	佐藤 昇	(選鉱)	※	同上
	狩積 一夫	(選鉱)		同上
	鷺見 博生	(選鉱・工務)		同上
	広島 秋雄	(選鉱・工務)	※	同上
	赤坂 広教	(工務)	※	同上
	竹本 裕司	(工務)	※	同上
	松本 隆夫	(工務)		同上
	沢口 健司	(工務)		同上
	後崎 稔	(経済分析)	※	同上
	伊藤 壮一	(経済分析)		同上

※印は現地調査団員

カウンターパート

団長	Ing. César Mercado	(採鉱)	COMIBOL
団員	Ing. Aurelio Bustos	(地質)	"
	Ing. Juan Maita	(選鉱)	"
	Ing. Edmundo Contreras	(土木)	"
	Ing. Jorge Collazos	(機械)	"

第4章 プロジェクトの基本的構想

- (1) 生産錫量の大幅増大と収支の好転を主目的とし、埋蔵鉱量と新システムにより期待できる選鉱実収率との関係から10,000トン/日規模の粗鉱生産ならびに選鉱処理の新操業形態を立案する。

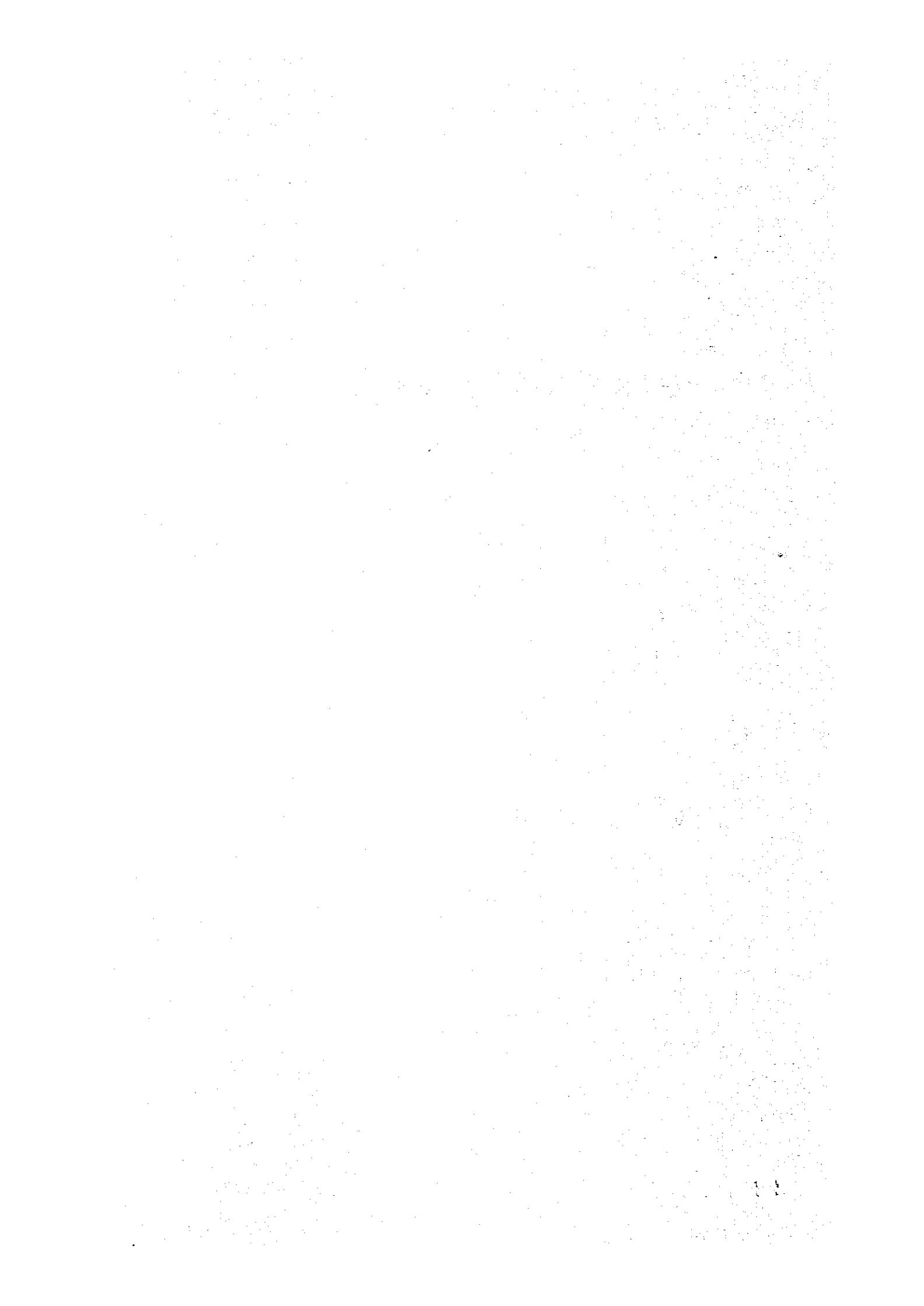
Table I-3 Calculation of Revenue and Expenditure

(Sum of 10 years)

Article		10,000 t/day treatment							
		First year ~ 7th year total		8th year ~ 10th year total		Sub total			
Production	Mining (Per day)	Mine	0.41%	3,500 ^t	0.22%	2,000 ^t	0.38%	3,050 ^t	
		Desmonte	0.27	6,500	0.27	8,000	0.27	6,950	
		Total	0.32	10,000	0.26	10,000	0.302	10,000	
		Mine		1,000 ^t 7,350		1,000 ^t 1,800		1,000 ^t 9,150	
		Desmonte		13,650		7,200		20,850	
		Total	0.32	21,000	0.26	9,000	0.302	30,000	
	Concentration	High Grade Conc.	Dry Conc.	50.0	73,900 ^t	45.05	26,900 ^t	48.76	98,830 ^t
			Tin Metal		36,960		11,232		48,192
			Recor.		55%		48%		53%
		Low Grade Conc.	Dry Conc.	4.10	81,900 ^t	4.40	41,850 ^t	4.2	123,850 ^t
			Tin Metal		3,358		1,841		5,199
			Recor.		5%		7.9%		5.7%

- (2) 上記の生産規模に対して、少なくとも10年間の採掘対象鉱量を以て鉱山の操業を維持するため、新選鉱場においては Desmonte を主とし、またブロックケーピング地区より選択採掘する高品位鉱を混じて処理する。
- (3) 採鉱・選鉱・管理の各分野に新しいシステムを採用して生産性の向上を計り、主として年々のコストアップによる収支悪化を出来得る限り改善する。
- (4) 上記の新しい施策が円滑に行えるような人員配置と管理の能率化を計る。
- (5) 新操業システムの経済評価を行い、また10年間の収支が最良となるケースを見つけるため、粗鉱品位と粗鉱量を変えてケーススタディーを行う。
- (6) Catavi 鉱山の近代化に伴い、COMIBOL および地域社会の技術的発展を計るためには、近隣地域における新鉱床発見が何よりも望ましいので、鉱床賦存条件に適応した中期的総合採鉱計画を提案する。

第Ⅱ部 プロジェクトの概念設計



第1章 採鉱部門の計画

1-1 採鉱計画立案の経緯と構想

Catavi 鉱山での生産コストに占める採鉱コストのウエイトは、非常に高い。中でも、人件費が大きな割合を占めている。従って、コストダウンの最も効果的な施策は、生産性向上に基づく人件費の削減である。生産性の向上を図るには鉱床条件に合った合理的な生産体系を作ることである。

可採鉱石の品位低下による収入減に対処するため、これまで採鉱部門は、大量生産による低コスト採掘をめざしてきた。このため、大規模、低コスト採掘法の代表的なブロックケーピング採掘法を全面的に導入した。

この結果、大量生産体制はできあがったが、反面、採掘品位の大幅な低下をきたし、さらには採掘切羽における大塊処理のトラブルの急増等の問題を生じた。

採掘法の選択は、鉱床条件（母岩の性質、品位分布等）、運搬設備さらには選鉱設備等を考慮して決めないと、全般的な生産性の向上、収支の改善には役立たない。

Catavi 鉱山では、高品位鉱が枯渇してきており、坑内採掘鉱石の品位が低下し、坑外に堆積されている Desmonte, Colas Arenas（コラスアレナス＝廃滓）の品位以下となってきた。（Table 1-1-1）

以上のような諸状況より判断して、当面の改善施策としては次のようなことが考えられる。

① 鉱床条件に合った坑内採掘法の採用

② 坑外鉱（Desmonte）の活用

(1) 鉱床条件に合った坑内採掘法の採用

今後の坑内採掘の対象区域として、最も大きなブロックセントラルを取り上げる。この地区は、鉱量38,000千トンで平均品位は0.20%である。

ブロックセントラル地区の鉱石品位分布（Catavi 鉱山で実効した鉱量評価による）を見ると、地域的に品位の差が見られ、鉱画の設定を考慮すれば採掘品位の向上が期待できる。

また、当鉱床は堅硬でクラックの少ない地質条件下にあり、ケーピングし難い鉱床であると判断される。現在採用されているブロックケーピング採掘法は、大規模採掘に向いており、地質条件としてはケーピングし易い鉱床に向いている。Catavi 鉱山のような堅硬でクラックの少ない地質条件の所にケーピング採掘を採用するには、対象区域を広くしてケーピングし易い条件を作り、かつ坑内構造を大きくし大塊を処理し易い型にしてやる必要がある。

このためには、採鉱部門の大型化の他に、選鉱部門における破砕系統の大型化も必要とな

り、多大の投資を必要とするなど問題が大きい。さらに、採掘範囲を広げるとは低品位鉱に採掘が及ぶことになり、出鉱品位の低下につながる。当鉱床条件では、鉱函を限定すれば出鉱品位の向上が見込めると考えられる。採掘法の選択条件を

- ① ある程度選択採掘可能な方法（品位の向上につながる）
- ② 堅硬でクラックの少ない地質に向いた方法（大塊処理の軽減）
- ③ 低コスト、大量生産の可能な方法
- ④ 既設設備に大きな変更を要しない方法

に置いて採掘法を考慮すると、サブレベル採掘法が最適と判断される。

サブレベル採掘法を適用すると

- ① 鉱函の配置を考慮することにより、出鉱品位の向上が見込めること
- ② 粗砕鉱石を小さく破砕でき、大塊処理のトラブルが少ないこと
- ③ 採掘切羽を規格化でき、整然とした環境を保ち易いこと

等の利点が挙げられる。

欠点としては

- ① 穿孔に要する工数が増加すること
- ② 開坑延長が長くなること

等が挙げられるが、現在の枝切用採掘、坑道式大発破等に多大の工数をと火薬を使っていることを考えると、増加量は小さく能率向上、コスト低減の効果が大きく現われると予想される。

(2) 坑外鉱 (Desmonte) の活用

坑外鉱としては、Siglo XXにDesmonteがあり、鉱量で22,000千トン、平均品位で0.27%と比較的まとまっている。現在、年間100千トン程度採掘しているが、すぐにも大規模採掘の可能な鉱石である。この鉱石は、重液選鉱の浮鉱で粒度も揃っており、積込、運搬が比較的やり易く安定した採掘が見込めるので、Desmonteの採掘によりコストは大幅に削減できるものと判断される。

以上より、今回の採鉱計画の立案に当たっては、坑内鉱と坑外鉱のバランスを考え、坑内鉱についてはサブレベルストーピングによる選別採掘を行ない、坑外の低品位鉱を併せて出鉱することとして、現状から新しい採鉱システムへの移行過程を含め、今後10年間にわたる生産計画を組み、採鉱コストの低減、生産性の向上を図るべく検討を行なう。

今回の計画では、10,000 t/日の出鉱量を確保するものとし、埋蔵鉱量から勘案して坑内出鉱3,500 t/日、坑外出鉱6,500 t/日の生産割合で検討を進める。

Table II--1--1 Summary of Reserves of the Catavi Mine (Jun. 30 1981)

Tipo de reserva	Tons. min.	%Sn	Tons. fino
Vetas	443,472	1.52	6,757.71
Vetas en blocks	115,399	2.08	2,398.34
Ruentes	44,338	2.88	1,275.16
Block caving	3,255,329	0.39	12,797.36
Block chicos	89,698	0.40	363.14
Existencias	103,478	0.92	948.04
Total mina	4,051,714	0.61	24,539.75
Desmontes	21,961,820	0.27	59,845.16
Veneros	297,249,015	0.01	30,558.49
Relaves	32,262,227	0.37	118,686.20
Total superficie	351,473,062	0.06	209,000.00
Gran total	355,524,776	0.07	233,629.60
*Block central	38,000,000	0.20	76,000.00

1-2 サブレベルの採掘計画

1-2-1 全体のレイアウト

サブレベル採掘法においては、まず上下坑道間にある鉱面を水平な坑道（サブレベル）で切り、いくつかの水平鉱柱を作る。次に、下のスクレーパ坑道直上の水平鉱柱に短かい垂直掘上りをいくつか作り、その掘上りの上方を漏斗状に広げて、さらにその上方にある水平鉱柱の採掘の際に落下する鉱石を受け入れるように分坑井（シュート）をつくる。水平鉱柱の採掘順序は、まず下部の水平鉱柱から採掘をはじめ、少し遅らせて上部の水平鉱柱を後退式に採掘する。したがって、破砕鉱石はすべて直接下方のシュートまで落ち、シュートに落下した鉱石は、スクレーパ坑道まで流れ出し、かき集められて坑井に投入される。

サブレベル採掘の模式図は、Fig. 1-1-1に示す通りである。

今回の採掘計画では、ブロックセントラル地区のL411とL551間を対象に考えると、鉱石の流れは切羽→L551→L650の順に下り、通気の流れはL650→L551→切羽→L411の順に上ることになる。人及び物の流れは、採掘区域外にサービス立坑を設け、立坑と各レベルを連絡して行なうことで考える。また、サブレベル採掘に必要な坑道開削は、相当な延長に達するので、できる限り鉱体内に各種の坑道を配置し、開坑出鉱量を多くすることが望ましい。従って、スクレーパ坑道は、L551のレベルに設けることとする。

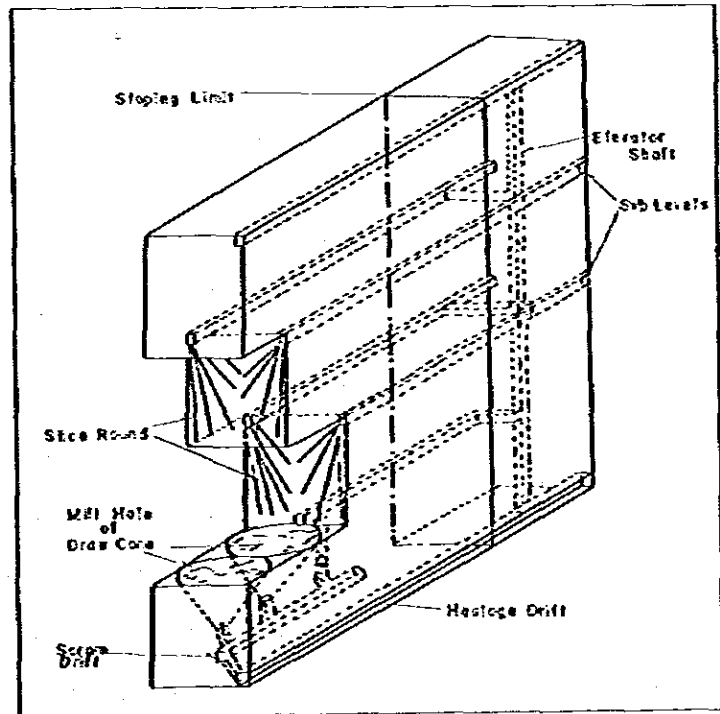


Fig. 1-1-1 Isometric View of Sublevel - Stopping Activities

(1) 鉱柱の幅

サブレベル採掘における鉱柱は、採掘空洞を維持し安全に採掘するために必要で、その大きさは、岩盤条件、安全性および採掘実収率を考慮して決定しなければならない。

鉱柱の大きさは、その耐圧強度と鉱柱およびその付近に生ずる応力とを考慮に入れて決められ、その設計基準としては、日本国内の基準として「鉱柱の設計に関する第2次報告」があるので、それによって安全率から見た必要な鉱柱の幅について検討を行なう。

(4) 鉱柱の耐圧強度

鉱柱の耐圧強度 S_p は、鉱柱からとった試験片の一軸圧縮強度 S_c を参考にし、それより小さく推定するが、大略70%程度と言われている。

Catavi 鉱山の場合、昨年度の岩石試験結果から一軸圧縮強度の平均値 S_c は、897 噸であるので、鉱柱の耐圧強度 S_p は

$$S_p = 897 \times 0.7 = 628 \text{ 噸}$$

となる。

(5) 鉱柱内の応力と鉱柱の厚さの関係

鉱柱内の応力は、地山応力条件、空洞と鉱柱の幾何学的条件およびその他の条件によって決まるが、ここでは、垂直に作用する地圧によって生じた平均応力で与えられることとする。平均応力の値は、次式で計算される。

$$\bar{\sigma} \doteq Kr \cdot Kb \cdot rZ \frac{a+t}{t}$$

$\bar{\sigma}$; 平均応力 (ton/m²)

r ; 岩盤の平均比重 (ton/m³)

Z ; 空洞天井から地表までの垂直高さ (m)

t ; 鉱柱の厚さ (m)

a ; 空洞の幅 (m)

b ; 空洞の奥行 (m)

Kr ; 空洞の奥行を無限とした場合の地圧の配分係数

Kb ; 空洞の奥行を有限とした場合の地圧の配分係数

ここで、 $r = 2.70 \text{ ton/m}^3$, $Z = 400 \text{ m}$ とし、空洞の奥行を有限とした場合の地圧の配分係数 Kb は、安全率にとって0.9とする。また、空洞の幅 a を、従来の日本の鉱山での実績を考慮して20 mとすれば、平均応力 $\bar{\sigma}$ と鉱柱の厚さ t との関係は次式の様になる。

$$\bar{\sigma} \doteq 0.9 \times 270 \times 400 \times \frac{20+t}{t} = 972 \times \frac{20+t}{t}$$

(6) 安全率から見た鉱柱の幅

安全率は、鉱柱の耐圧強度と平均応力との比で表わされ、その値は採掘空洞の処理法や、地圧制剪の技量によって異なるが、通常3以上にとればよい。

そこで、安全率 f が3以上確保できる鉱柱の幅を求めると次の様になる。

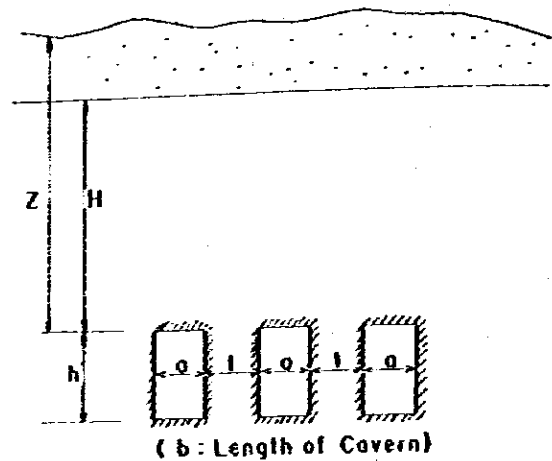


Fig. II-1-2 Geometrical Condition of Sloping Cavern

$$S_p = 628 \times 10 = 6280 \text{ ton/m}^2$$

$$\bar{\sigma} = 9.72 \times \frac{20+1}{1}$$

$$f = \frac{S_p}{\bar{\sigma}} > 3$$

これらの関係式より、 l を計算すると

$$l > 17.4 \text{ m}$$

となる。

以上より、支柱の厚さは、支柱や岩盤条件および発破による表面付近の傷みを考慮し、今回は20mで考える。

(2) サブレベルの間隔

今回対象としているブロックセメントラ地区のL411~L551間の主要坑準は、35m間隔(L446, L481, L516)にある。サブレベル(中段坑道)の設定にあたっては、これら既設坑道を利用した方が掘坑が楽である。

主要坑準をそのままサブレベル間隔として採用した場合、サブレベル間隔が35mとなり、間隔としてはかなり大きくなる。サブレベル間隔を余り大きくするのは、設備の能力、作業性から考えて得策ではない。従って、今回の計画では、主要坑準間にさらにサブレベルを設け、サブレベル間隔を17.5mとする。

Fig 1-1-3にサブレベルの配置を示す。

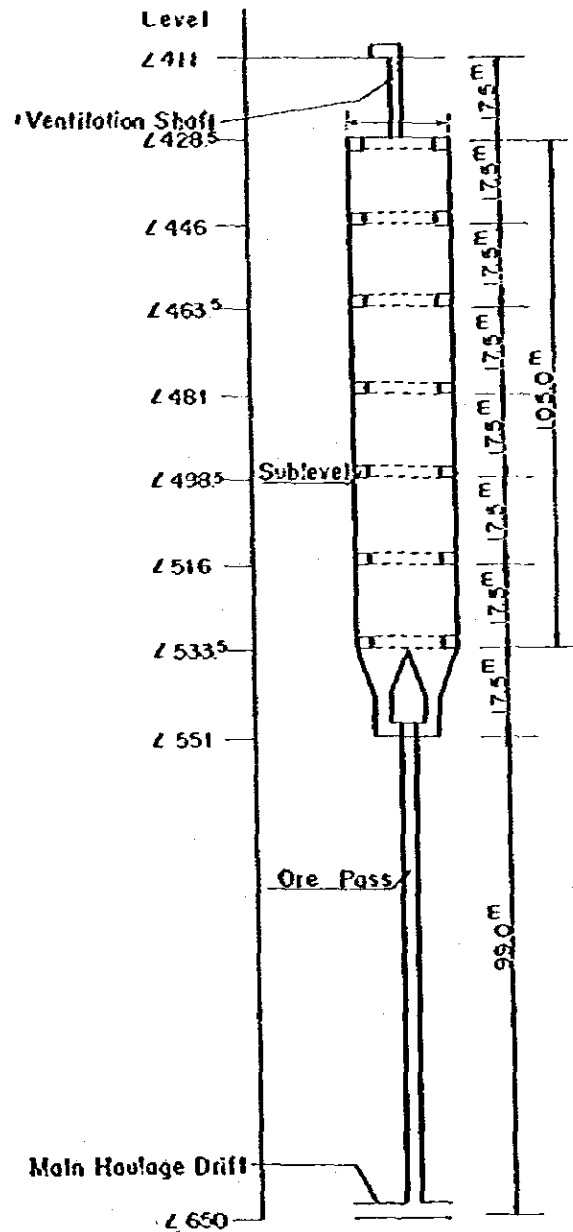


Fig. 1-1-3 Arrangement of Sublevel

(3) 穿孔坑道の配置とその大きさ

穿孔坑道の配置は、サブレベル採掘においていかに長孔穿孔を行なうか、およびいかに発破効率を良くするかという点で重要である。

長孔穿孔方式としては、平行穿孔方式と扇状穿孔方式とがある。平行穿孔方式では発破効率は良いが、サブレベルにおける追切作業とか長孔穿孔作業に先立っての盤出し作業が必要で、作業が繁雑となり能率も悪くなる。今日では、特別な大型穿孔機を入れる以外はあまり用いられていない。今回は、以上のような理由により扇状穿孔方式とした。

扇状穿孔方式の場合、鉦面の両側に1本ずつ計2本の穿孔坑道を設ける方式と、鉦面の中央部に1本だけ穿孔坑道を配置する方式がある。前者は開坑延長は長くなるが、発破効率が良く大塊の発生が少なく、また鉦柱の傷みも少ない等の長所がある。後者は開坑延長は少なくすむが、鉦柱を傷め易く今回の如く大規模に数多くの鉦面を設定した場合、鉦柱の保持に危険が伴う。その他、大塊が発生し易いこと等のトラブルも多いので、前者の方式を採用することとする。

また、穿孔坑道の大きさは、長孔扇状穿孔を行なう機種の大きさに合わせる必要がある。今回は、サブレベルの間隔が17.5mあり、穿孔長が15~20mになる。この条件に最も適したコンパクトな穿孔機種として、リングドリルローラ(東洋工業製CJ-641)を選定した。この機種の仕様は、次の通りである。

型式	TYCJ-641	ドリフター	TYPR120ベビードリフター
塔載機	TYPR120ベビードリフター	重量	175kg
全長	4,570mm	空気消費量	135m ³ /min
全額	2,214mm	回転数	0~220r.p.m
全高	3,100mm	ビットサイズ	φ65~75mm
重量	約7,000kg	ロッドサイズ	32H, 38H
走行	エアー駆動(10.5m ³ /min)		

以上より、穿孔坑道の大きさは幅3.5m×高さ3.5mの断面とすることとした。

(1) 分坑井の間隔と寸法

分坑井の間隔は、採掘切羽の幅、鉦石の流れやすさおよび岩盤強度から考えて、その中心間隔を20mとする。サブレベルの採掘では、分坑井の網張りに対する最も有効な対策は分坑井断面を大きくすることである。また、分坑井断面を大きくすることは、切羽底部に残る居付を少なくできる効用がある。一方、分坑井を余り大きくし過ぎると、分坑井口、スクレーパー坑道が傷み坑道維持が難しくなる。

このようなことから、過去の実績も踏まえてFig. 1-1-4に分坑井の標準図を示す。

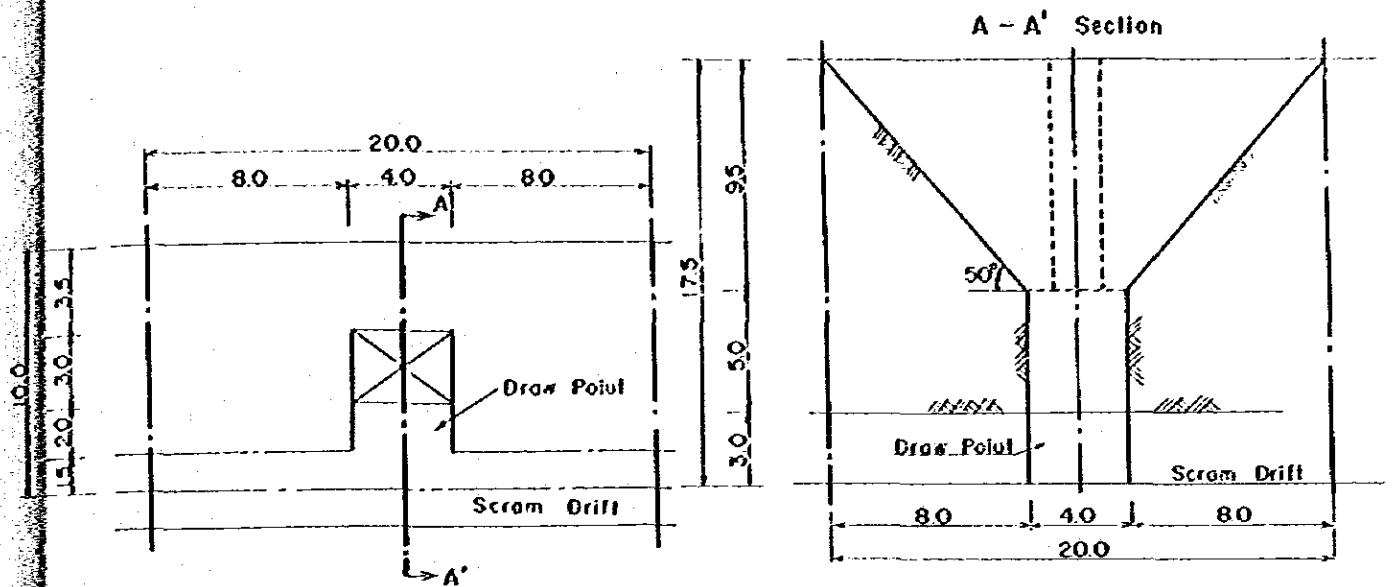


Fig. 1-1-4 Plan and Section of Draw Cone (unit: m)

以上より、サブレベル採掘の全体レイアウトについてまとめると、Fig. 1-1-5に示す通りとなる。

1-2-2 採掘鉱面と鉱量

採掘対象として選択したブロックセントラル地区は、本脈鉱床の最も集中した鉱体で、ブロックレーピング採掘が相当に進んでいる。この地区の地質的評価は、カタビ鉱山で数年来にわたって進められており、鉱床の品位分布がコンピュータにより計算されている。このデータを基にして、最も有利なサブレベル採掘鉱面の配置を考え、Fig. 1-1-6に示すようにブロックA, B, C, Dという4箇所を選定した。各ブロックにおける鉱量を毎20m毎に分割して計算した結果をTable 1-1-2に示す。(この鉱量計算における高さは、L551~L4285間の1225mを対象とした。)その結果、対象鉱量は18,724,090トンで平均品位は0.33%となった。

この採掘対象範囲内で、全体のレイアウトの検討結果である採掘幅20m、鉱柱の幅20mをとることにし、かつ出鉱品位が極力高くなるように採掘切羽を設定した。その結果、高品位ブロックは可採鉱量が7,378,070トン、品位0.41%となり、今回の計画目標品位である0.4%以上を確保しうる事が判明した。しかし、この可採鉱量では3,500トン/日の採掘を行なうと7年分の鉱量しかなく、10年計画の残り3年は、このブロックセントラル地区で採掘すると低品位部の採掘が必要で、その場合Table 1-1-3に示す通りで、可採鉱量1,981,560トン、品位0.22%となる。

1-2-3 開 坑

開坑は、サブレベル採掘を行なうため各種の坑道、坑井を開削するもので、その主な作業は、スクレーパ坑道、穿孔坑道、連絡坑道等の坑道開削があり、さらに開発坑井、鉱石坑井、スロット切上り等の坑井開削がある。本計画においては、ブロックAをモデルとして、開坑計画を立案する。

1) 開坑坑道の断面

開坑坑道の断面については、使用目的並びに地質条件からその大きさが決ってくるが、Catavi 鉱山の場合、地質条件は良いので使用目的に合わせて断面を決めれば良い。今回の計画では、主要運搬坑道は鉱石坑井シュート口での積込みが円滑に行なえる様複線断面とし、鉱石坑井は坑井内の宙吊りを防止するためできるだけ大きく計画した。また、連絡坑道は、扇状穿孔機械（リングドリルローラ）が通過可能な断面を確保した。スクレーパ坑道は、分坑井の配置等により傷み易いので、ロックボルトで補強することとした。坑道の支保については、岩盤が堅硬であるので素掘りで計画したが、実掘時に必要があれば、ロックボルト、コンクリート等で補強すると良い。各開坑坑道をまとめると、Table II-1-4に示す通りである。

Fig. II-1-7に坑道、立坑の標準断面図を示す。

Table II-1-4 Dimensions of Stope Development

Kinds		Dimensions widthxheight(m)	Areas (m ²)	Level or chute	Note
Main haulage drift		5.0 x 3.0	14.75	Level	
Service shaft		2.5 x 2.0	5.0	Chute	
Ore pass		3.0 x 3.0	9.0	Chute	
Access		3.5 x 3.0	10.5	Level	
Scram drift		3.0 x 3.0	9.0	Level	Supported rock bolts.
Blasthole drift		3.5 x 3.5	12.25	Level	
Slot raise		2.0 x 2.0	4.0	Chute	
Draw cone	Cross cut	4.0 x 3.0	12.0	Level	
	Raise	2.0 x 2.0	4.0	Chute	For widening of draw cone.
Ventilation shaft		2.0 x 2.0	4.0	Chute	

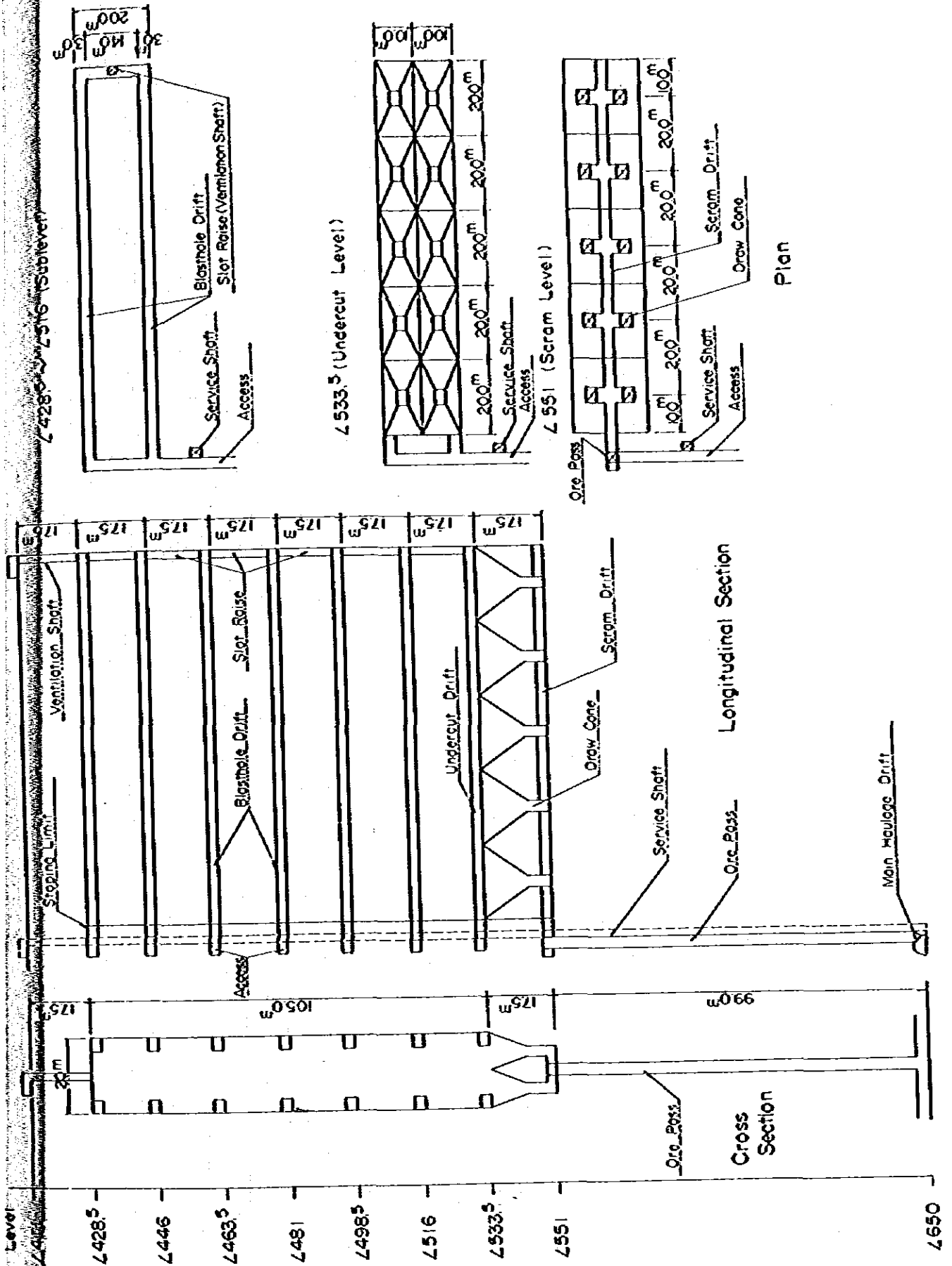


Fig. II-1-5 Plan and Section of Typical Sublevel Stopes

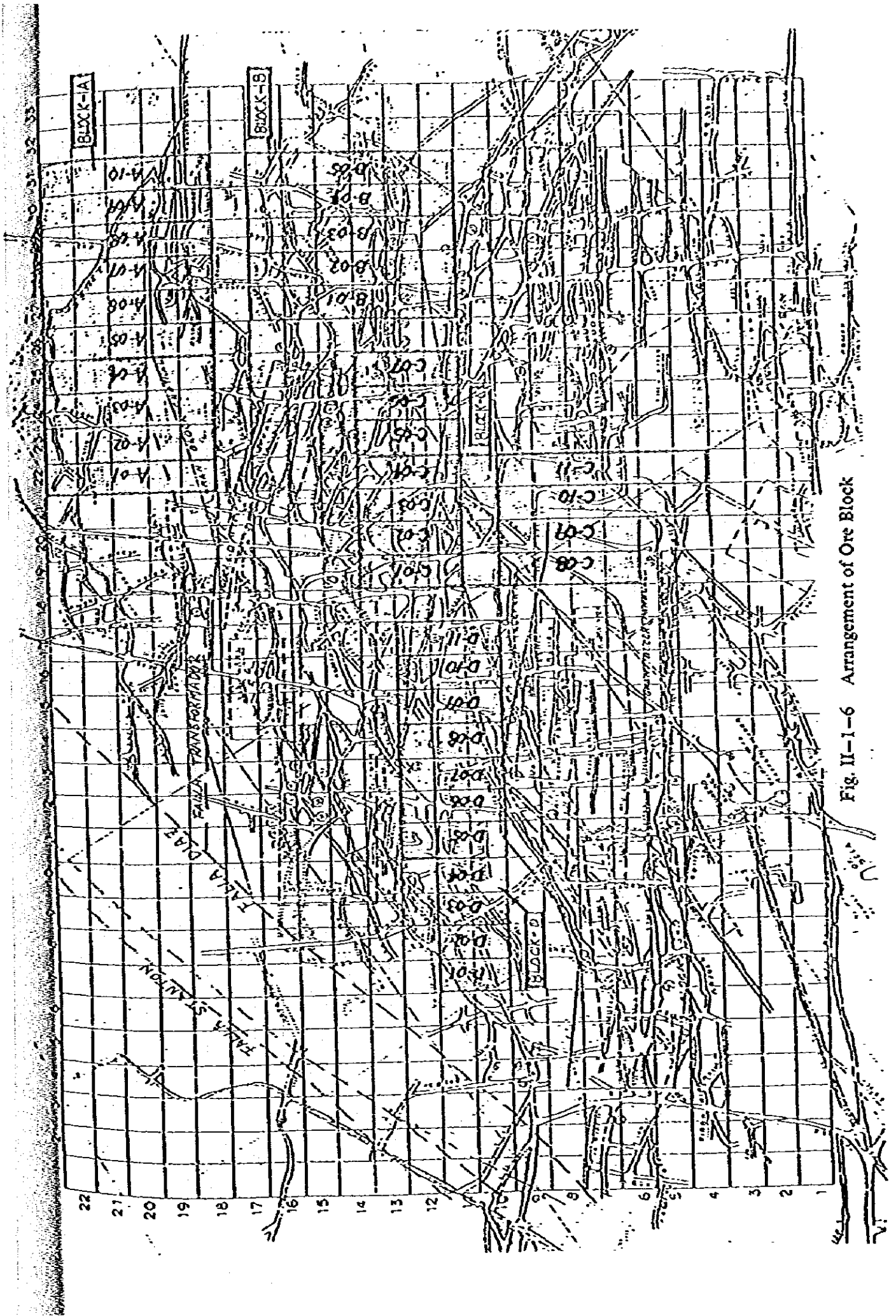


Fig. II-1-6 Arrangement of Ore Block

Table II-1-2 Ore Reserves and Ore Grade

Block-A	Min. Ton	Sn%	Fino Ton
A-01	497,700	0.34	1,692,180
A-02	557,270	0.46	2,563,442
A-03	593,390	0.33	1,958,187
A-04	592,340	0.38	2,250,892
A-05	611,240	0.28	1,711,472
A-06	631,680	0.35	2,210,880
A-07	612,080	0.33	2,019,864
A-08	614,460	0.45	2,765,070
A-09	596,120	0.48	2,861,376
A-10	384,790	0.59	2,270,261
Total	5,691,070	0.39	22,303,624

Block-B	Min. Ton	Sn%	Fino Ton
B-01	804,090	0.35	2,814,315
B-02	804,230	0.35	2,814,805
B-03	805,420	0.40	3,221,680
B-04	806,540	0.43	3,468,122
B-05	710,220	0.42	2,982,924
Total	3,930,500	0.39	15,301,846

Block-C	Min. Ton	Sn%	Fino Ton
C-01	402,920	0.42	1,692,264
C-02	400,750	0.27	1,082,025
C-03	399,210	0.17	678,657
C-04	402,080	0.36	1,447,488
C-05	402,430	0.37	1,488,991
C-06	404,320	0.35	1,415,120
C-07	403,970	0.49	1,979,453
C-08	342,230	0.16	547,568
C-09	533,820	0.24	1,281,168
C-10	800,590	0.23	1,841,357
C-11	800,870	0.24	1,922,088
Total	5,293,190	0.29	15,376,179

Block-D	Min. Ton	Sn%	Fino Ton
D-01	247,660	0.23	569,618
D-02	266,280	0.19	505,932
D-03	268,240	0.39	1,046,136
D-04	269,360	0.48	1,292,928
D-05	401,170	0.40	1,604,680
D-06	400,330	0.24	960,792
D-07	398,510	0.12	478,212
D-08	361,130	0.16	577,808
D-09	398,790	0.14	558,306
D-10	398,790	0.14	558,306
D-11	399,070	0.36	1,436,652
Total	3,809,330	0.25	9,589,370

Block No.	Min. Ton	Sn%	Fino Ton
Block-A	5,691,070	0.39	22,303,624
Block-B	3,930,500	0.39	15,301,846
Block-C	5,293,190	0.29	15,376,179
Block-D	3,809,330	0.25	9,589,370
Total	18,724,090	0.33	62,571,019

Table II-1-3 Movable Ore and Ore Grade

Block-A	Min. ton	Sn%	Fino ton
A-02	557,270	0.46	2,563,442
A-04	592,340	0.38	2,250,892
A-06	631,680	0.35	2,210,880
A-08	614,460	0.45	2,765,070
A-10	384,790	0.59	2,270,261
Total	2,780,540	0.43	12,060,545

Block-B	Min. ton	Sn%	Fino ton
B-01	804,090	0.35	2,814,315
B-03	805,420	0.40	3,221,680
B-05	710,220	0.42	2,982,924
Total	2,319,730	0.39	9,018,919

Block-C	Min. ton	Sn%	Fino ton
C-01	402,920	0.42	1,692,264
C-03	(399,210)	(0.17)	(678,651)
C-05	402,430	0.37	1,488,991
C-07	403,970	0.49	1,979,453
C-09	(533,820)	(0.24)	(1,281,168)
C-11	(800,870)	(0.24)	(1,922,088)
Total	1,209,320	0.43	5,160,708

Block-D	Min. ton	Sn%	Fino ton
D-01	(247,660)	(0.23)	(569,618)
D-03	268,240	0.39	1,046,136
D-05	401,170	0.40	1,604,680
D-07	—	—	—
D-09	—	—	—
D-11	399,070	0.36	1,436,652
Total	1,068,480	0.38	4,087,468

Note : () shows the parts of low grade.

High grade

Total block	Min. ton	Sn%	Fino ton
Block-A	2,780,540	0.43	12,060,545
Block-B	2,319,730	0.39	9,018,919
Block-C	1,209,320	0.43	5,160,708
Block-D	1,068,480	0.38	4,087,468
Total	7,378,070	0.41	30,327,640

Low grade

Total block	Min. Ton	Sn%	Fino Ton
Block-C	1,733,900	0.22	3,881,913
Block-D	247,660	0.23	569,618
Total	1,981,560	0.22	4,451,531

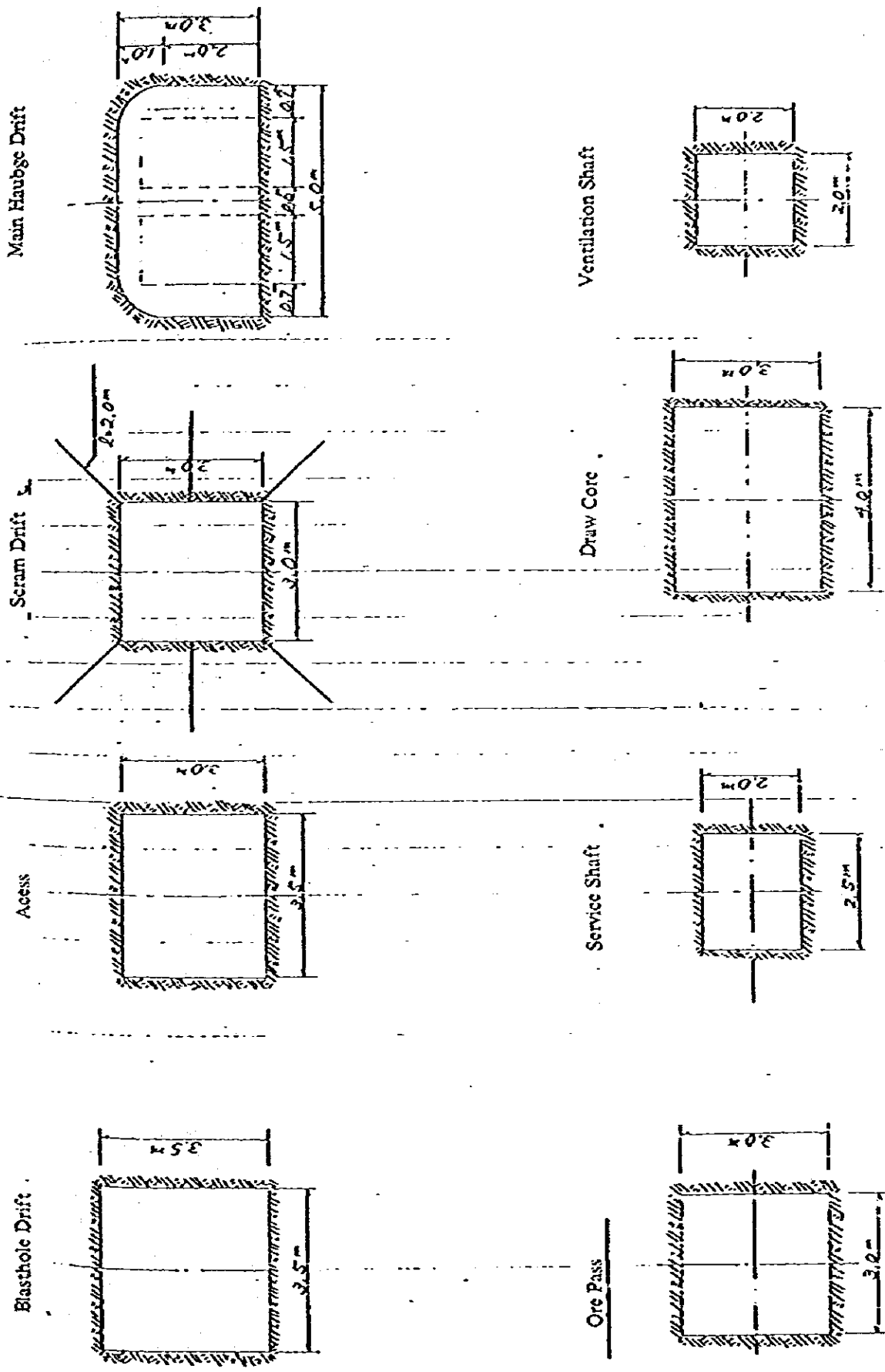


Fig. II-1-7 Sections of Drifts and Shafts

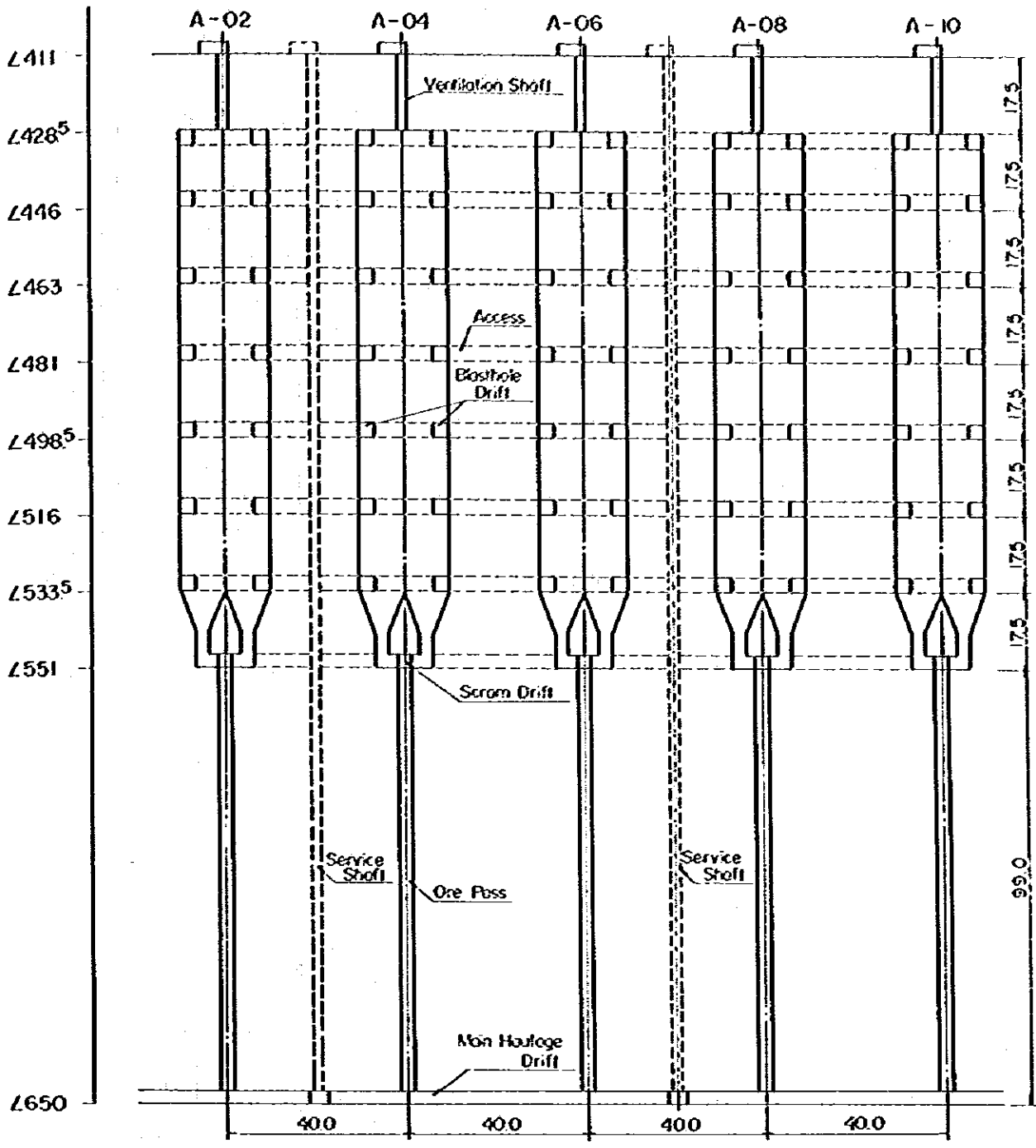


Fig. II-1-8 Section of Block - A
(Unit ; m)

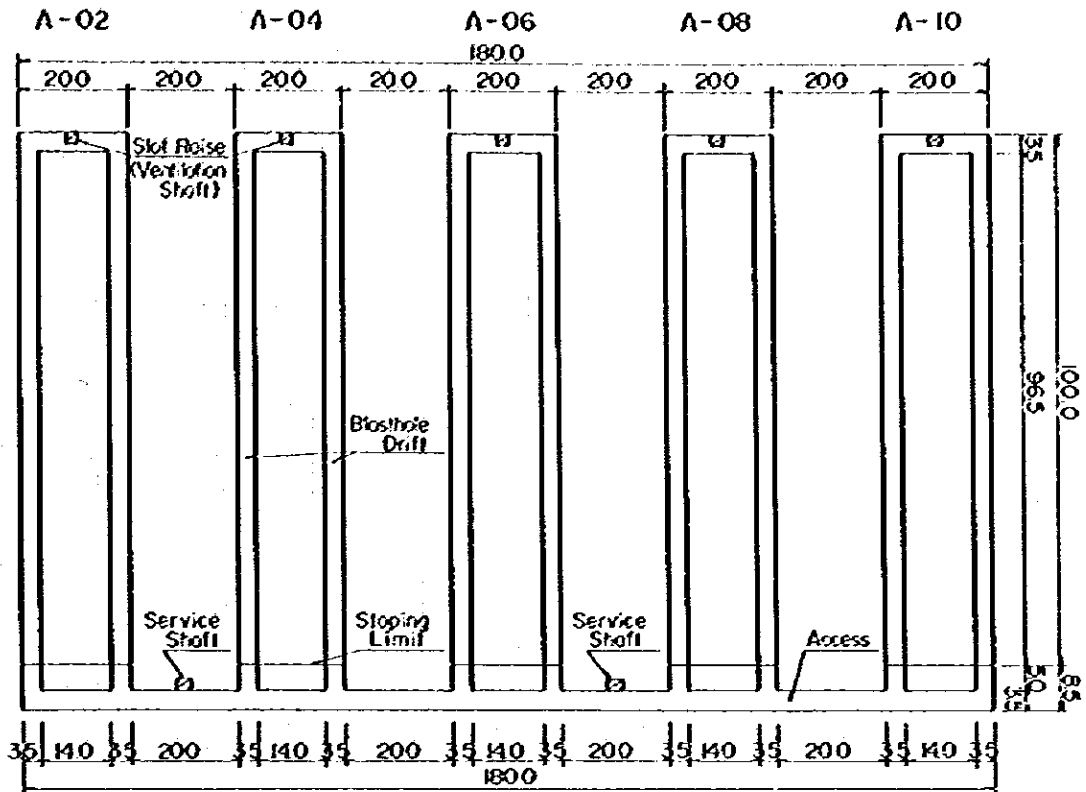


Fig. II-1-9 Plan of Sublevel for Block-A (Unit; m)

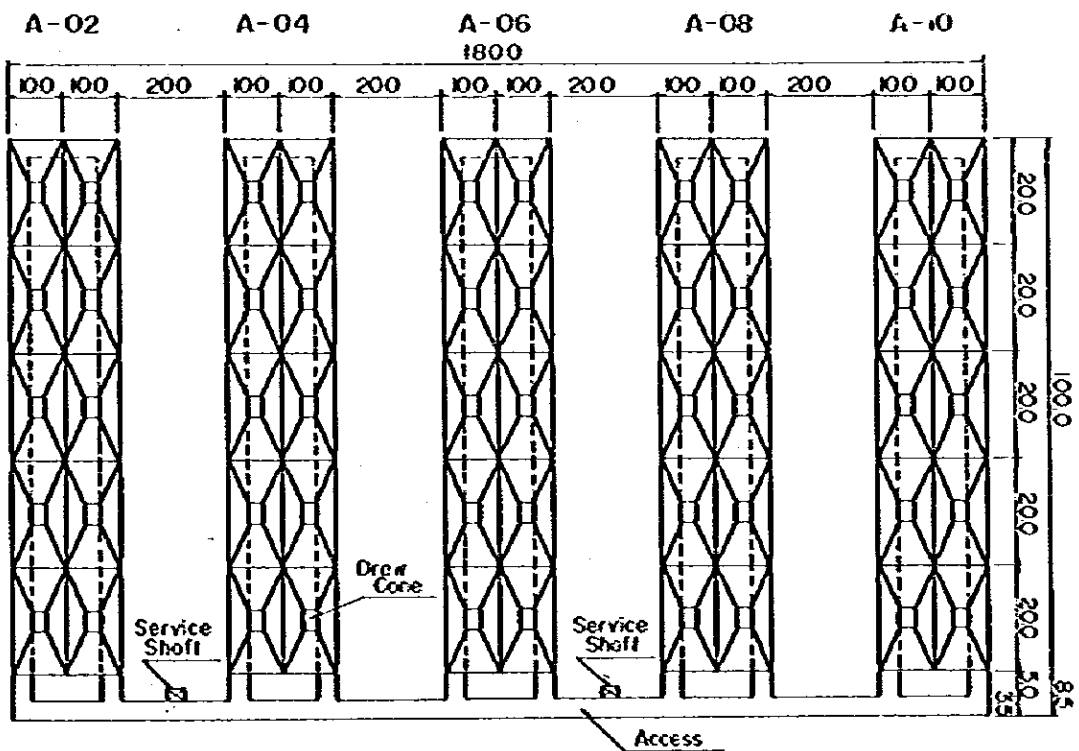


Fig. II-1-10 Plan of Undercut Level for Block-A (Unit; m)

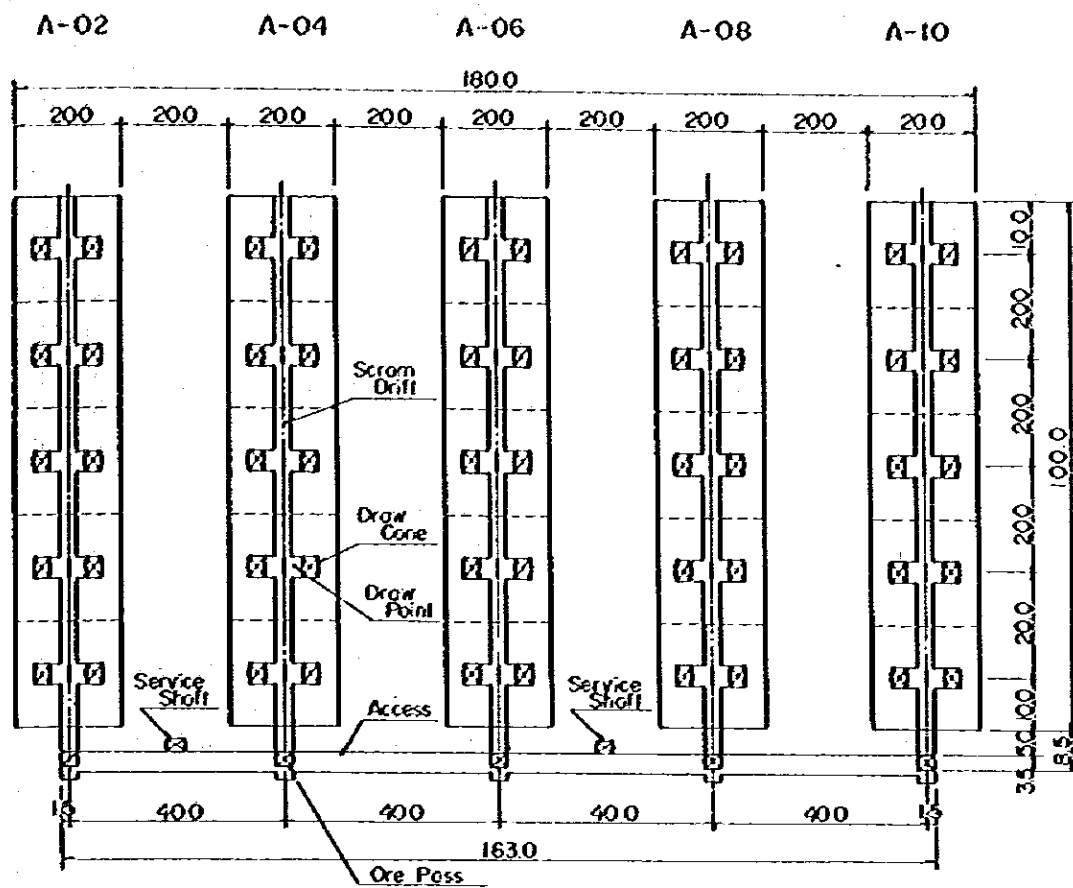


Fig. II - I - II Plan of Scram Level for Block-A

(Unit ; m)

Table II-1-5 Length of Slope Development for Block-A

Kinds	Location	Level or chute		Ore or waste		Total (m)
		Level (m)	Chute (m)	Ore (m)	Waste (m)	
Main haulage drift	L650	230			230	230
Service shaft	No.1		239		239	239
	No.2		239		239	239
L650~L411	Total		478		478	478
Ore Pass	A-02		99		99	99
	A-04		99		99	99
	A-06		99		99	99
	A-08		99		99	99
	A-10		99		99	99
	Total		495		495	495
Access	L551	160			160	160
	L533.5	180			180	180
	L516	180			180	180
	L498.5	180			180	180
	L481	180			180	180
	L463.5	180			180	180
	L446	180			180	180
	L428.5	180			180	180
Total	1,420			1,420	1,420	
Scram drift	A-02	110		100	10	110
	A-04	110		100	10	110
	A-06	110		100	10	110
	A-08	110		100	10	110
	A-10	110		100	10	110
	Total	550		500	50	550
Blasthole drift	A-02	1,568		1,498	70	1,568
	A-04	1,568		1,498	70	1,568
	A-06	1,568		1,498	70	1,568
	A-08	1,568		1,498	70	1,568
	A-10	1,568		1,498	70	1,568
	Total	7,840		7,490	350	7,840
Slot raise	A-02		80.5	80.5		80.5
	A-04		80.5	80.5		80.5
	A-06		80.5	80.5		80.5
	A-08		80.5	80.5		80.5
	A-10		80.5	80.5		80.5
	Total		402.5	402.5		402.5
Draw cone	A-02	50	180	230		230
	A-04	50	180	230		230
	A-06	50	180	230		230
	A-08	50	180	230		230
	A-10	50	180	230		230
	Total	250	900	1,150		1,150
Ventilation shaft L411~L428.5	A-02		17.5	17.5		17.5
	A-04		17.5	17.5		17.5
	A-06		17.5	17.5		17.5
	A-08		17.5	17.5		17.5
	A-10		17.5	17.5		17.5
	Total		87.5	87.5		87.5
Total		10,290	2,363	9,630	3,023	12,653

2) 開坑作業

ブロックAにおける開坑は、Fig. 1-1-8~Fig. 1-1-11 に示す通りである。

まず、L650の主要運搬レベルに運搬坑道を設け、この坑道の片側からスクレーパーレベル(L551)まで坑井を開削し、これを鉱石坑井としL650に鉱石積込用のシュート口を設ける。これと併行して、L650運搬坑道からL411のレベルまで坑井を開削し、人員材料搬入用の開発坑井とする。開発坑井より水平に連絡坑道を開削し前記の鉱石坑井と貫通させ、グリズリを設ける。

ここから、スクレーパー坑道を水平に掘進し、この坑道の両側に20m間隔に立入坑道を掘削し分坑井のシュート口とする。この分坑井の中央でアンダーカットレベル(L533.5)まで切上りを開削し、分坑井切掛けの自由面とする。

各サブレベルにおいては開発坑井より水平に連絡坑道を開削し、続けて穿孔坑道を開削する。この坑道開削後、長孔穿孔発破を開始する位置にスロット(切上り)を次のレベルまで掘上り、長孔穿孔発破に必要な自由面とする。このスロットは、開坑作業中及び採掘中の通気坑井としても使用する。

このような計画で、ブロックAにおける開坑延長を算定したのがTable 1-1-5である。開坑総延長は、12,653mとなり、ブロックAにおける可採鉱量はTable 1-1-3から2,780,540tであるので、開坑1m当りの出鉱量は、216t/mとなった。この値は、日本の鉱山の実績からみてかなり良い方で、今回の計画は妥当な線にあると言えよう。

また、水平坑による開坑1m当りの出鉱量は、266t/mとなる。

3) 使用機械と掘削能率

サブレベル採掘の開坑坑道は、主要運搬坑道を除くと立体的に配置され、掘削効率を良くするには機動性に富んだ掘削機械が適している。

機動性に富んだ積込運搬機械としては、タイヤローダーとかLHDが考えられるが、Catavi 鉱山の実態からみて、タイヤローダーがベターと判断し、ホッパーローダー(ME803D)を採用した。

主要運搬坑道については、採掘鉱石の運搬をレール方式と考えていることもあり掘削幅5mに適した積込機械ロッカーショベル(コンベヤ付、RS150)を使用する。これらの機械の仕様は、次の通りである。

ホッパーローダー		ロッカーショベル	
型 式	ME803D	型 式	RS150
バケット容量	0.28 m ³	バケット容量	0.68 m ³
ホッパー容量	1.4 m ³	全重量	12,750kg
全重量	5,200kg	使用空気圧	4.5~7.0 ㎏f/cm ²
使用空気圧	4.5~6.3 ㎏f/cm ²	空気消費量	15~20 m ³ /min
空気消費量	13 m ³ /min	全 高	2,700 mm
全 高	2,225 mm	最大ずり取幅	5,500 mm
全 長	2,910 mm	レールゲージ	914 mm
全 幅	1,840 mm	コンベヤベルト幅	835 mm

鉱石坑井，開発坑井は，延長が長くまたCatavi 鉱山で実績のあるレイズクライマーを使うこととし，今回の計画ではアリマッククライマー（STH-5E型）を採用した。機械の仕様は次の通りである。

アリマッククライマー	
型 式	STH-5E
プラットフォームの最大面積	7 m ²
上昇スピード	18 m/min
下降スピード	19 m/min
モーター	電動10馬力
アリキャブ	5E（3人用）
ケーブルリール	MKV-4型

さく岩機については現状の機械を活用する事にし，水平坑道掘削ではレッグドリル，坑井掘削ではストーパーを使用する。

以上のような条件で各坑道，坑井の掘削能率を算定した結果をTable 1-1-6に示す。

ここでは，3方割で連続作業を行なうものとし，1日当り稼働時間を900分（15時間）とした。主要機械の所要台数を開坑工程から算出すると，次のようになる。

<ホッパーローダー>

1台当りの掘進能率	2.8 m/日 (= 70 m/月)
水平坑道1 m当り出鉱量	266 t/m
1日当りの出鉱量	3,500 t/日

Table II-1-6 Excavation Efficiency of Drifts and Chutes

Kinds		Blasthole drift	Access	Scram drift	Ore pass	Service shaft	Ventilation shaft	Main haulage drift
Excavating areas (m ²)		12.25	10.5	9.0	9.0	5.0	4.0	14.57
Length of round (m)		1.5	1.5	1.5	1.2	1.2	1.2	1.5
Excavating volumes (m ³)		18.4	15.75	13.5	10.8	6.0	4.8	21.86
Drilling efficiency (m/min)		0.3	0.3	0.3	0.2	0.2	0.2	0.3
Mucking efficiency (m ³ /min)		0.09	0.09	0.09	-	-	-	0.16
Drilling time	Preparation (min)	20	20	20	50	50	30	20
	Drilling (")	98	84	72	175	195	156	116
	Charge (") and blasting	35	35	35	60	60	50	35
	Ventilating (")	30	30	30	30	30	30	30
	Taking off (") fragmented rock	20	20	20	30	30	30	20
	Sub total (")	203	189	177	345	365	296	221
Mucking time	Preparation (")	10	10	10	-	-	-	10
	Mucking (")	204	175	150	-	-	-	136
	Removing (")	10	10	10	-	-	-	10
	Extending (") air and water	20	20	20	-	-	-	20
	Sub total (")	244	215	190	-	-	-	176
Timbering time	Preparation (")	-	-	10	60	180	60	-
	Timbering (")	-	-	80	-	-	-	-
	Sub total (")	-	-	90	60	180	60	-
Loss time (")		30	30	30	60	60	60	30
Total time (")		477	434	487	465	605	416	427
Working time per day (min)		900	900	900	900	900	900	900
Number of cycle		1.89	2.07	1.85	1.94	1.49	2.16	2.11
Advancing meter per day		2.84	3.11	2.78	2.33	1.79	2.59	3.17
Advancing meter per month		71.0	77.8	69.5	58.3	44.8	64.8	79.3

所要台数 $3,500 \text{ t/日} \div 266 \text{ t/m} \div 2.8 \text{ m/日} = 4.7 \div 5$ 台
予備2台として 計7台

<ロッカーショベル>

所要台数 1台

<アリマッククライマー>

所要台数 2台

5) 開坑作業工程

開坑作業工程は、Table 1-1-7に示すよう計画した。

この工程の前提条件は、

- ① 月当り稼働日数は25日、年間当り稼働日数は300日とする。
- ② 1日3方割とし、1日当りの稼働時間は900分とする。

このような工程で進めたとして、ブロックA全体の開坑を終了するには約4年かかるが、開坑を完了した切羽から順次採掘に移行していけば、3年目の後半あるいは4年目から出鉱可能と考えられる。

1-2-4 採掘

サブレベルの採掘は、開坑作業終了後アンダーカット坑の下透し作業により、分坑井をコーン状に拡張することから始まる。次に、長孔扇状穿孔発破の自由面を形成する目的でスロット周辺の追切発破を行なう。その後、長孔扇状穿孔を行ない長孔発破により鉱石を起砕して採掘していく。

1) 穿孔発破

(1) 長期扇状穿孔発破

サブレベル採掘の中で、最も重要で他の作業に大きな影響を与えるのが扇状穿孔発破作業である。この穿孔発破において、特に重要な事項として考えられるのが鉱石の破砕の程度である。この破砕粒度は、鉱石引抜き作業に直接影響を与えるばかりでなく、採掘コストに対しても大きな影響を与える。

長孔扇状穿孔発破の設計を行なうに当たっては、鉱石の破砕程度を鉱石引抜き作業に適した大きさになるよう考えなければならない。

(1) 穿孔径

穿孔径は、最小抵抗線、孔間隔と密接に関連するが、この他に孔径の大きさは、爆薬の発破効果、発破規模、穿孔能率とも関係があるので、生産規模、可採鉱量、穿孔コスト等を考慮してピット径（孔径）を選定する必要がある。

穿孔径（ピット径）は、使用穿孔機であるヘビードリフターの大きさと穿孔長より考
て、65mmとする。

(a) 最小抵抗線

最小抵抗線は、一般にクローラドリルを用いた穿孔発破の場合、穿孔径65mmで2.5m
～3.0mが普通である。孔径を基にして最小抵抗線を求める方法があるが、これでは孔径
の40～45倍が標準とされている。

今回のサブレベル採掘計画では、過装薬を避けること、爆薬原単位を下げることを考
えて、最小抵抗線は3.0mとする。

(b) 孔間隔

孔間隔は最小抵抗線と関係し、この間隔の大小は破砕粒度と関係づけられる。標準値
には、最小抵抗線の1.25倍が標準とされているが、普通は0.8～1.4倍の範囲で実施さ
れている。

今回のサブレベル採掘計画では、孔間隔を3.5mとする。

長孔扇状穿孔配置をFig. I-1-12に示す。

爆薬は、低価格のAN-FOを使うことにシプライマーにダイナマイトを用いる。爆薬
原単位を算定するとTable I-1-8の如くなる。

Table II-1-8 Powder Factor of Long-Hole Blasting

Items	Middle sublevel	Top sublevel
Total drilling length(m)	160.4	114.6
Borehole diameter (D) (m)	0.065	0.065
Loading rate (α)	0.6	0.6
Loading density (ρ) kg/m ³	850	850
Amount of charge $L = \frac{\pi D^2}{4} \times l \times \alpha \times \rho$ (kg)	271.4	193.9
Ore brocken per slice round (ton)	2,675.4	2,100.0
Powder factor (kg/ton)	0.101	0.092
Ore brocken per meter of drilling (ton/m)	16.7	18.3

爆薬原単位は約0.1kg/lとなり、日本の鉱山の実績と比較してもかなり効率の良い
値となっている。

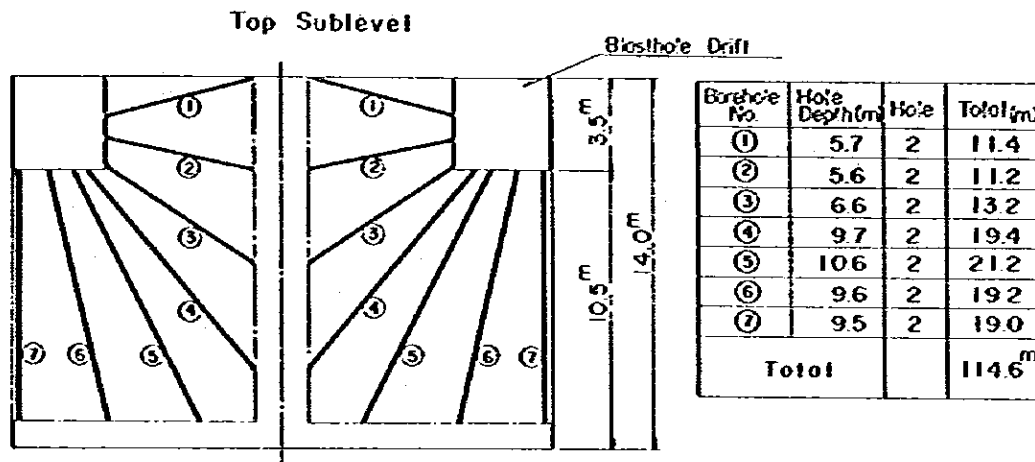
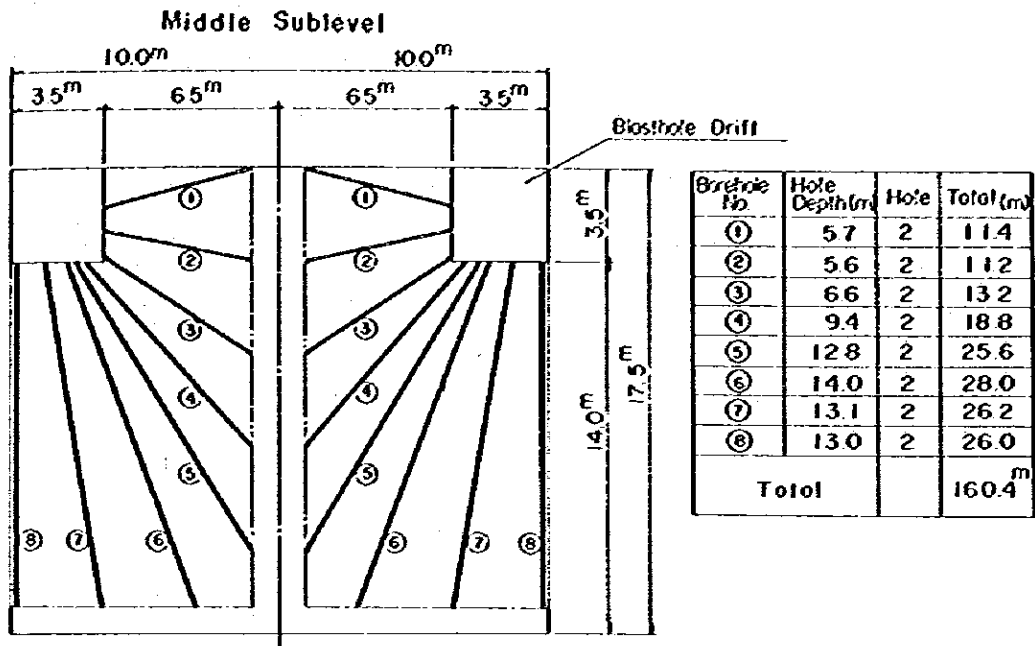


Fig. II-1-12 Long-Hole Fan Drilling Pattern
(Unit : m)

(2) スロット追切発破

スロット追切発破は、扇状穿孔で使用する穿孔機械（リングドリルローラ）で穿孔し、スロットを自由面にして巾3.5 mの追切り発破にて行なう。

この追切発破を行なうための穿孔配置は Fig 1-1-13 に示す通りである。

爆薬は、長孔扇状穿孔発破と同様に考える。

Table II-1-9 Powder Factor of Slot Blasting

Items	Middle sublevel	Top sublevel
Total drilling length (ℓ) (m)	351	256.5
Borehole diameter (D) (m)	0.065	0.065
Loading rate (α)	0.6	0.6
Loading density (ρ) (kg/m ³)	850	850
Amount of charge $L = \frac{\pi D^2}{4} \times \ell \times \alpha \times \rho$ (kg)	594.0	434.1
Ore broken per slice round (ton)	2,531.6	1,898.8
Powder factor (kg/ton)	0.235	0.229
Ore broken per meter of drilling (ton/m)	7.2	7.4

(3) アンダーカット坑での下透し発破

アンダーカット坑での下透し発破は、20 m毎に採掘切羽の進行に合わせて行なっていく。リングドリルローラで穿孔し20 m毎に下透し発破を行なう。この下透し発破を行なうための穿孔配置は、Fig 1-1-14 に示す通りである。爆薬はAN-FOとダイナマイトを使用し、爆薬原単位は Table 1-1-10 の如くなる。

Table II-1-10 Powder Factor of Undercutting Round

Items	Value
Total drilling length (ℓ) (m)	241.5
Borehole diameter (D) (m)	0.065
Loading rate (α)	0.6
Loading density (ρ) (kg/m ³)	1,000
Amount of charge $L = \frac{\pi D^2}{4} \times \ell \times \alpha \times \rho$ (kg)	480.8
Ore broken per slice round (ton)	2.494
Powder factor (kg/ton)	0.193
Ore broken per meter of drilling (ton/m)	10.3

(4) 分坑井追切発破

分坑井の追切発破は、アンダーカット坑での下透し発破後に行なうもので切上りを自由面として幅10.0m×長さ20.0mをコーン状に追切発破する。

穿孔は、リングドリルローラを使用し、爆薬はAN-FOを使用し、プライマーとしてダイナマイトを使用する。この追切発破を行うための穿孔配置は、Fig. 1-1-15に示す通りで、また、爆薬原単位はTable 1-1-11の如くなる。

Table 1-1-11 Powder Factor of Widening Draw Cone

Items	the Value
Total drilling length (Σ) (m)	234.5
Borehole diameter (D) (m)	0.065
Loading rate (α)	0.6
Loading density (ρ) (kg/m ³)	850
Amount of charge $L = \frac{\pi D^2}{4} \times \alpha \times \rho$ (kg)	396.9
Ore broken per slice round (ton)	2,270.1
Powder factor (kg/ton)	0.175
Ore broken per meter of drilling (ton/m)	9.7

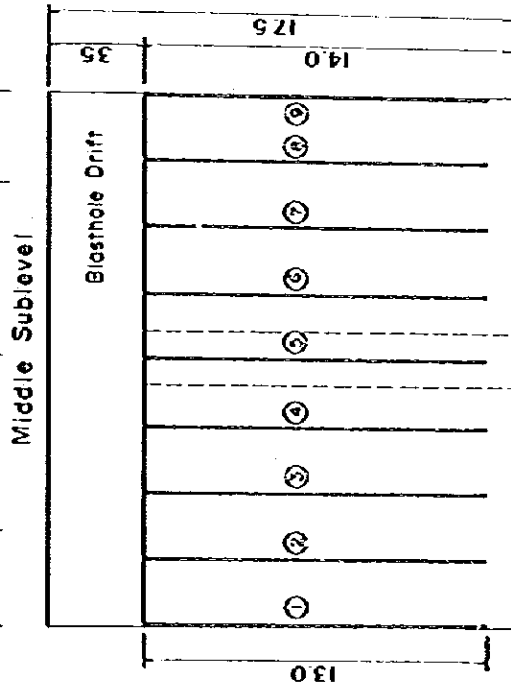
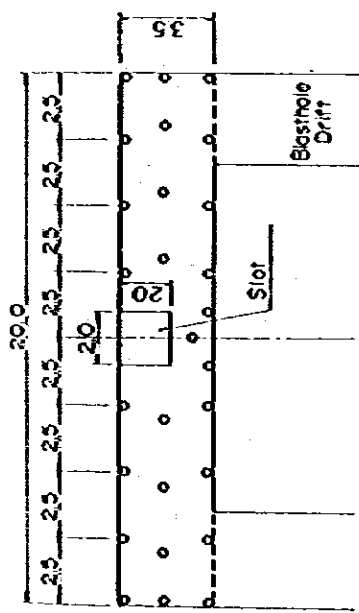
以上、サブレベル採掘における穿孔発破計画を述べたが、ここでブロックAの中の1切羽についての出鉱量 (Table 1-1-12) から1切羽当りの総穿孔長を求めると、Table 1-1-13に示す通りである。

本採掘切羽は既採掘跡であるので、旧坑確認のためのさぐり穿孔を必要とするが、その穿孔長を含めて穿孔長1m当りの平均出鉱量を求めると、15.2 t/mとなった。

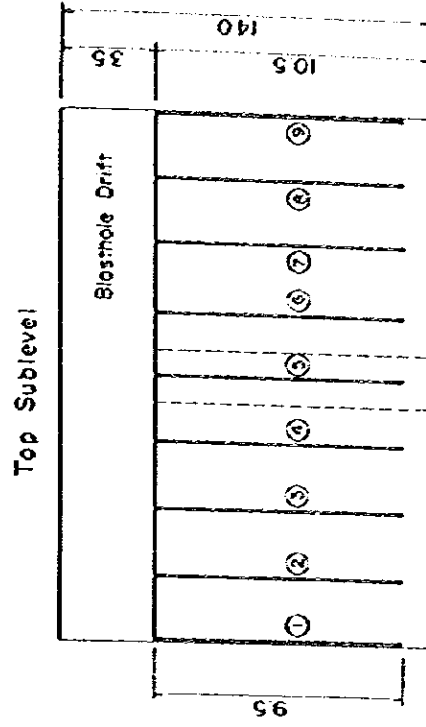
2) 鉱石搬出

発破により起砕された鉱石は、分坑井から流れ出しスクレーバによりかき込まれ、鉱石坑井に投入される。この鉱石坑井の投入口にはグリズリを設け、グリズリ上の大塊は小割りを行なう。グリズリの大きさは、鉱石坑井 (3.0m×3.0m) での宙吊りのない大きさ程度とし、0.6m×0.6mの井桁とする。

また、分坑井口は鉱石の落下および流れ出しにより相当傷むので、あらかじめ補強を行なう必要がある。補強の方法としては、全面にロックボルトを打設し、さらにコンクリートを巻立てることを考えると、分坑井口の新断面はFig 1-1-16に示す通りとなる。

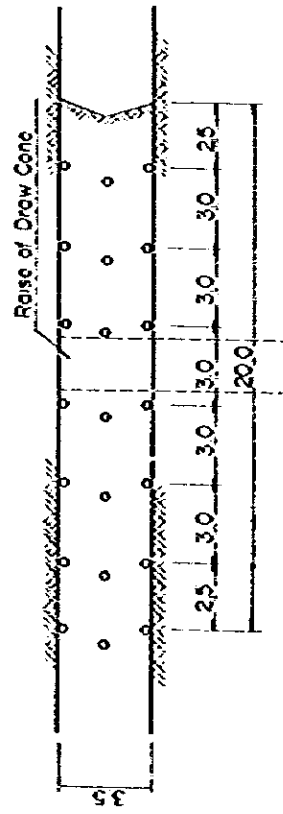
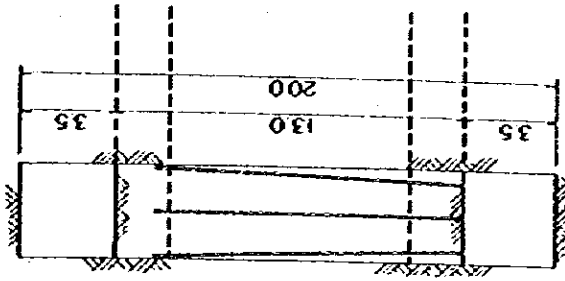
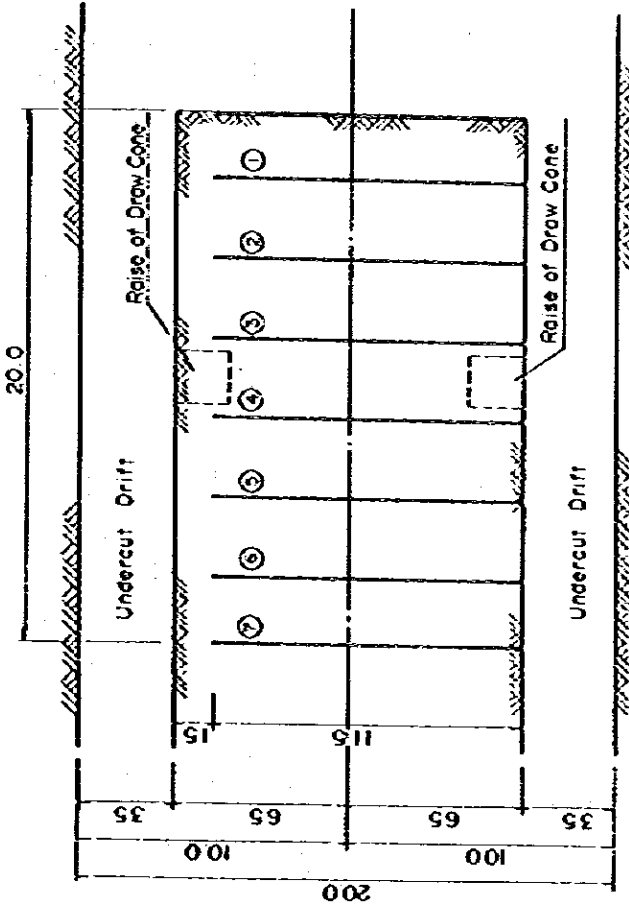


Borehole No.	Hole Length (m)	Hole No.	Total (m)	Hole Length (m)	Hole No.	Total (m)
1	13.0	3	39.0	13.0	3	39.0
2	13.0	3	39.0	13.0	3	39.0
3	13.0	3	39.0	13.0	3	39.0
4	13.0	3	39.0	13.0	3	39.0
5	13.0	3	39.0	13.0	3	39.0
6	13.0	3	39.0	13.0	3	39.0
Total		18	546.0	Total		546.0



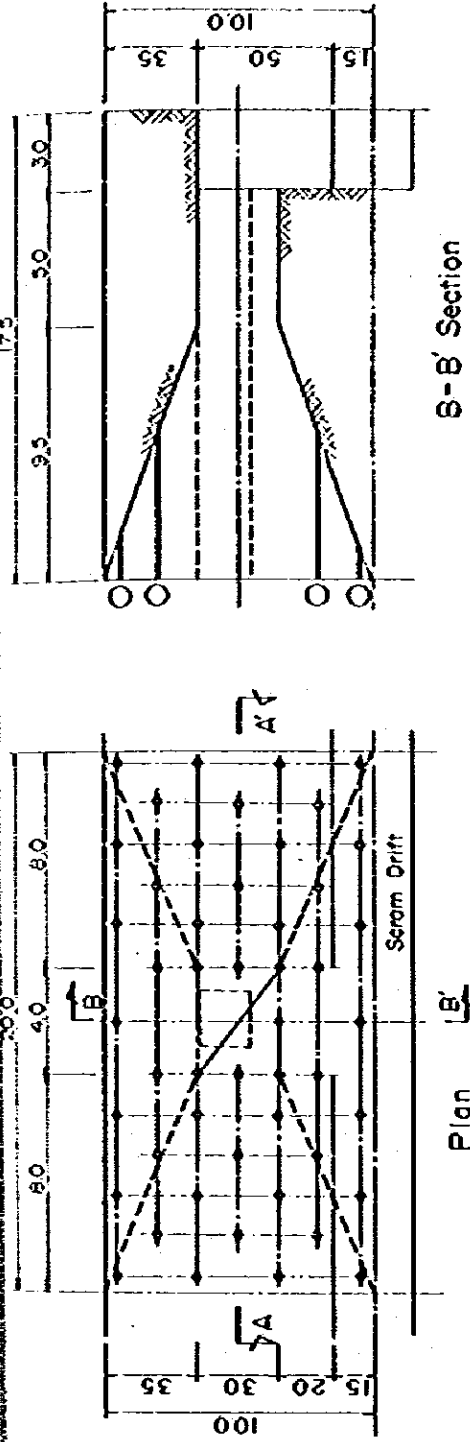
Borehole No.	Hole Length (m)	Hole No.	Total (m)	Hole Length (m)	Hole No.	Total (m)
1	9.5	3	28.5	9.5	3	28.5
2	9.5	3	28.5	9.5	3	28.5
3	9.5	3	28.5	9.5	3	28.5
4	9.5	3	28.5	9.5	3	28.5
5	9.5	3	28.5	9.5	3	28.5
Total		18	546.0	Total		546.0

Fig. II - 1 - 13 Drilling Pattern of Slot Blasting
(Unit : m)



Borehole No.	Hole Length(m)	Hole	Total(m)
①	11.5	3	34.5
②	11.5	3	34.5
③	11.5	3	34.5
④	11.5	3	34.5
⑤	11.5	3	34.5
⑥	11.5	3	34.5
⑦	11.5	3	34.5
Total			241.5

Fig. II - 1 - 14 Drilling Pattern of Undercutting Round
(Unit : m)



Borehole NO	Hole Depth (m)	Hole	Total (m)
1	14.5	7	101.5
2	7.7	4	30.8
3	6.0	2	12.0
4	4.2	4	16.8
5	2.3	6	13.8
6	0.7	8	5.6
7	5.5	8	44.0
8	1.0	10	10.0
Total			49
			234.5m

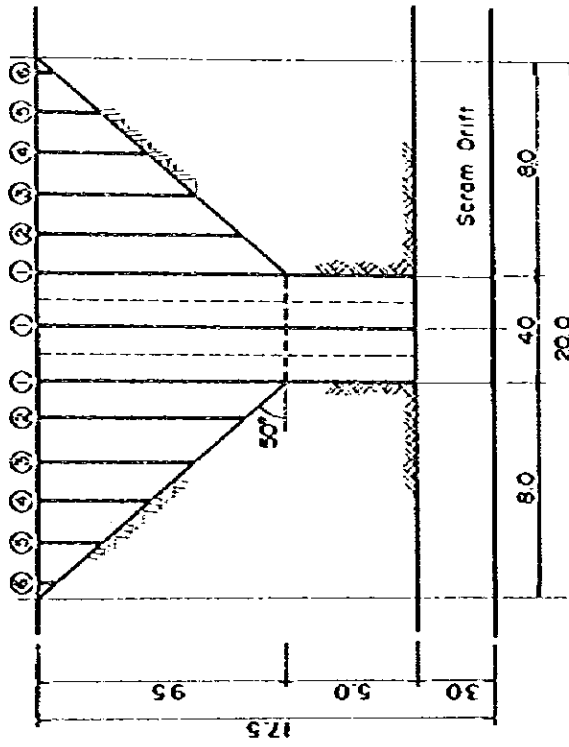


Fig. II-1-15 Drilling Pattern of Draw Cone

(Unit : m)

Table II-1-12 Ore Production per One Stope

Kinds	Location	Ore production per unit	Value	Ore production (ton)
Long-hole Fan drilling	L533.5 ~ L516	891.8 t/m	96.5 m	86,058.7
	L516 ~ L498.5	891.8 "	96.5 "	86,058.7
	L498.5 ~ L481	891.8 "	96.5 "	86,058.7
	L481 ~ L463.5	891.8 "	96.5 "	86,058.7
	L463.5 ~ L446	891.8 "	96.5 "	86,058.7
	L446 ~ L428.5	700.0 "	96.5 "	67,550
	Sub Total			497,843.5
Undercut drilling	L533.5	124.7 t/m	96.5 m	12,033.6
Slot drilling	L533.5 ~ L516	2,531.6 t/unit	1 unit	2,531.6
	L516 ~ L498.5	2,531.6 "	1 "	2,531.6
	L498.5 ~ L481	2,531.6 "	1 "	2,531.6
	L481 ~ L463.5	2,531.6 "	1 "	2,531.6
	L463.5 ~ L446	2,531.6 "	1 "	2,531.6
	L446 ~ L428.5	1,898.8 "	1 "	1,898.8
	Sub Total			14,556.8
Draw cone drilling	L551 ~ L533.5	2,2701.1 Ton/unit	10 units	22,701.0
Total				547,134.9

Table II-1-13 Drilling Length per One Stope

Kinds	Location	Ore production per meter drilling (t/m)	Ore production (t)	Drilling length (m)
Long-hole Fan drilling	L533.5 ~ L516	16.7	86,058.7	5,153.2
	L516 ~ L498.5	16.7	86,058.7	5,153.2
	L498.5 ~ L481	16.7	86,058.7	5,153.2
	L481 ~ L463.5	16.7	86,058.7	5,153.2
	L463.5 ~ L446	16.7	86,058.7	5,153.2
	L446 ~ L428.5	18.3	67,550	3,691.3
				29,457.3
Undercut drilling	L533.5	10.3	12,033.6	1,168.3
Slot drilling	L533.5 ~ L516	7.2	2,531.6	351.6
	L516 ~ L498.5	7.2	2,531.6	351.6
	L498.5 ~ L481	7.2	2,531.6	351.6
	L481 ~ L463.5	7.2	2,531.6	351.6
	L463.5 ~ L446	7.2	2,531.6	351.6
	L446 ~ L428.5	7.4	1,898.8	256.6
				2,014.6
Draw cone drilling	L551 ~ L533.5	9.7	22,701.0	2,340.3
Boring	everywhere	15 m hole	70 holes	1,050.0
Total		Average value 15.2 t/m	547,134.9	36,030.5

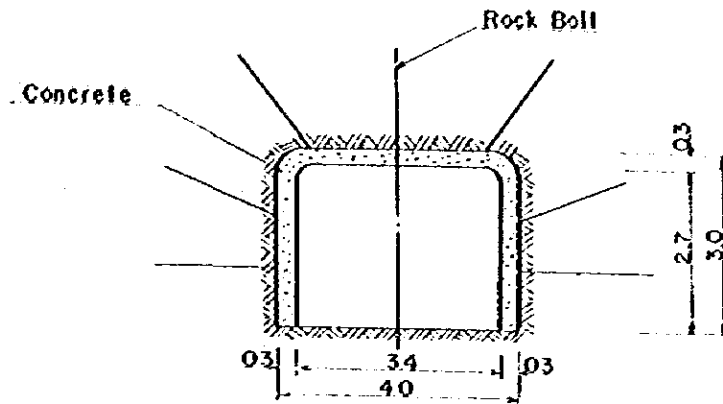


Fig. II -1-16 Section of Draw Point (Unit: m)

3) 採掘機械の所要台数

(1) 長孔穿孔機械

長孔穿孔機械は、専用機であるリングドリルローラ（東洋工業製CJ-641）を使用する。穿孔作業は、3方割で行なうこととすれば1日当りの実穿孔時間は15時間（5時間/方）となり、リングドリルローラ1台で確保できる穿孔能率は60m/台・日と推定される。穿孔長1m当りの平均出鉱量は、15.2トン/mであるので、1日当り出鉱量3500トン/日を確保するために必要な穿孔機械の台数は、

$$3500 \text{トン/日} \div 15.2 \text{トン/m} \div 60 \text{m/台・日} = 38.4 \div 4 \text{台}$$

となる。今回の計画では、予備機械2台を含めて、所要台数は6台とする。

(2) 鉄石搬出機械

鉄石搬出機械は、75kwの電動スクレーバ（秋本製鋼製2DS-100M型）を選定した。搬出能力を算定すると次の様になる。

<スクレーバ1台当りの搬出能力>

$$Q = \frac{3600 \times G \times \varphi}{\left(\frac{L}{v_1} + \frac{L}{v_2} + t\right)}$$

Q ; スクレーバ1回（往復）の搬出能力（t/hr）

G ; 1回の掻き込み重量（t）（ $G = G_0 + G_1$ ）

L ; 搬出距離（m）

φ ; 掻き込み係数 = 0.8 ~ 0.9

v_1, v_2 ; スクレーバ曳込みと曳戻しの速度（m/sec）

t ; 1回毎の休止時間 = 40sec

Q_0 ; バケット自重 = 1.5 t (AM 1,400 バケット)

Q_1 ; スクレーバに入る鉱石の重量 = $1.8 m^3 \times 1.64 t/m^3 = 2.95 t$

ここで

$l_1 = 80 m$ (平均) $\varphi = 0.85$ $Q = 1.5 + 2.95 = 4.45 t$

$v_1 = 75 m/min (= 1.25 m/sec)$

$v_2 = 85 m/min (= 1.42 m/sec)$

とすれば,

$$Q = \frac{3,600 \times 4.45 \times 0.85}{\left(\frac{80}{1.25} + \frac{80}{1.42} + 40\right)} = 84.9 t/hr$$

となる。

鉱石搬出作業は、3方割で行なうと考えると、1日当りの稼働時間は18時間(6時間/方)となる。しかし、小割作業がある程度必要と考えられ、その時間を3時間/日(1時間/方)と見込むと、1日当りの鉱石搬出作業時間は15時間となる。1日当り出鉱量3,500 t/日を確保するために必要なスクレーバの台数は、

$$3,500 t/日 \div 15時間/日 \div 84.9 t/時間 \cdot 台 = 27.5 \div 3台$$

となる。今回の計画では、稼働率、予備を考慮して、所要台数を4台とする。電動スクレーバの仕様は下記の通りである。

項 目		数 値
型 式		2DS-100M
ドラム寸法		500φ×850×260mm
ロープ荷重		6,100kg
ロープ速度	曳込み	75 m/min
	曳戻し	85 m/min
ドラム容量		22φ×170m
出 力		75kw (100Hp)
使 用 電 圧		220/440V
バケット	容量	1.8 m ³
	重量	1,500kg

1-2-5 運搬、通気及び排水

1) 運 搬

サブレベル採掘での運搬は、鉱石運搬、研運搬、材料運搬及び人員運搬があり、出鉱量の確保、資材供給能力、切羽内実働時間の確保が必要である。今回の計画では、現有設備を最大限生かすことを考え、大幅な変更はしないこととする。

鉱石運搬においては、サブレベル切羽から鉱石坑井に投入された鉱石をL650の主要運搬坑道で鉄製漏斗から人力で抜き出して鉱車に積み込む。L650の主要運搬坑道で、10tのトロリー機関車に5tの鉱車を13輛連結して1列車とし、選鉱工場受入口まで運搬する。

材料運搬については、開発坑井に小型のウインチを設置しておき、各レベルへ材料を供給する。

人員運搬については、既設備の立坑と、開発坑井に人道梯子を設置して、人員通路とし人員運搬を行なう。

2) 通 気

サブレベル採掘では、長孔発破の跡ガスの排除を行なうための通気が必要である。今回の計画では、Catavi 鉱山における現状の通気システムをそのまま使用することとし、通気系統の大幅な変更はしない。

通気系統としては、L650の主要運搬坑道を人氣とし、開発坑井を透って各レベルへ分配し、最上部の通気坑井から専用の排気坑道を経由して、汚れた空気を排除する。通気の流れをよくするために、L551のスクレーパ坑道に補助として局部扇風機を設置しておくことも必要である。

長孔発破は、1週間に1回程度で休日の前日に大発破を行ない、休日中に跡ガスの排除を行なうことにすれば、ほぼ完全に跡ガスは排除されるものと考えられる。

3) 排 水

Catavi 鉱山全体の湧水量は少なく、大部分は深部(L650以下)の開発に伴なうもので、サブレベル採掘計画に伴なう特別な排水計画は必要ないと考えられる。従って、今回の計画では、現状の設備をそのまま使用することとする。

1-2-6 盤 圧

サブレベル採掘においては、鉱柱の果たす役割は大きく、少なくとも全体の採掘が終了するまでは採掘空洞を維持しておかなければならない。そこで、採掘終了時に、鉱柱にかかる地圧が鉱柱の強度に対して、どの程度になるかが問題で、コンピュータを利用したFEM（有限要素法）によってシュミレーションしてみた。

対象鉱塊は、ブロックAとし、境界条件の影響をなくすため幅800m、高さ800mの範囲で計算を行なった。Fig. 1-1-17に全体の要素分割図を示す。入力データは、昨年度に実施した岩石試験結果による岩盤の物性値を使用した。

Table H-1-14 In-Put Data of F.E.M.

Kinds	Value
Depth from surface	428.5 m
Specific gravity	2.75 g/cm ³
Young's module	3.34x10 ⁵ kg/cm ²
Poisson's ratio	0.25

FEMによる計算結果は、Fig. 1-1-18に示す通りである。

その結果、鉱柱に作用する最大圧縮応力は約240kg/cm²で引張応力は発生せず、サブレベル採掘計画上の問題は無いと判断される。

今回のシュミレーションでは、均一な岩盤という想定で計算を行なったので、既採掘跡でのサブレベル採掘にそのまま適用はできないが、一応の目安はつくものと判断される。ただ、既採掘跡の充填、コンクリートによる鉱柱の増強等の対策は必要であろう。

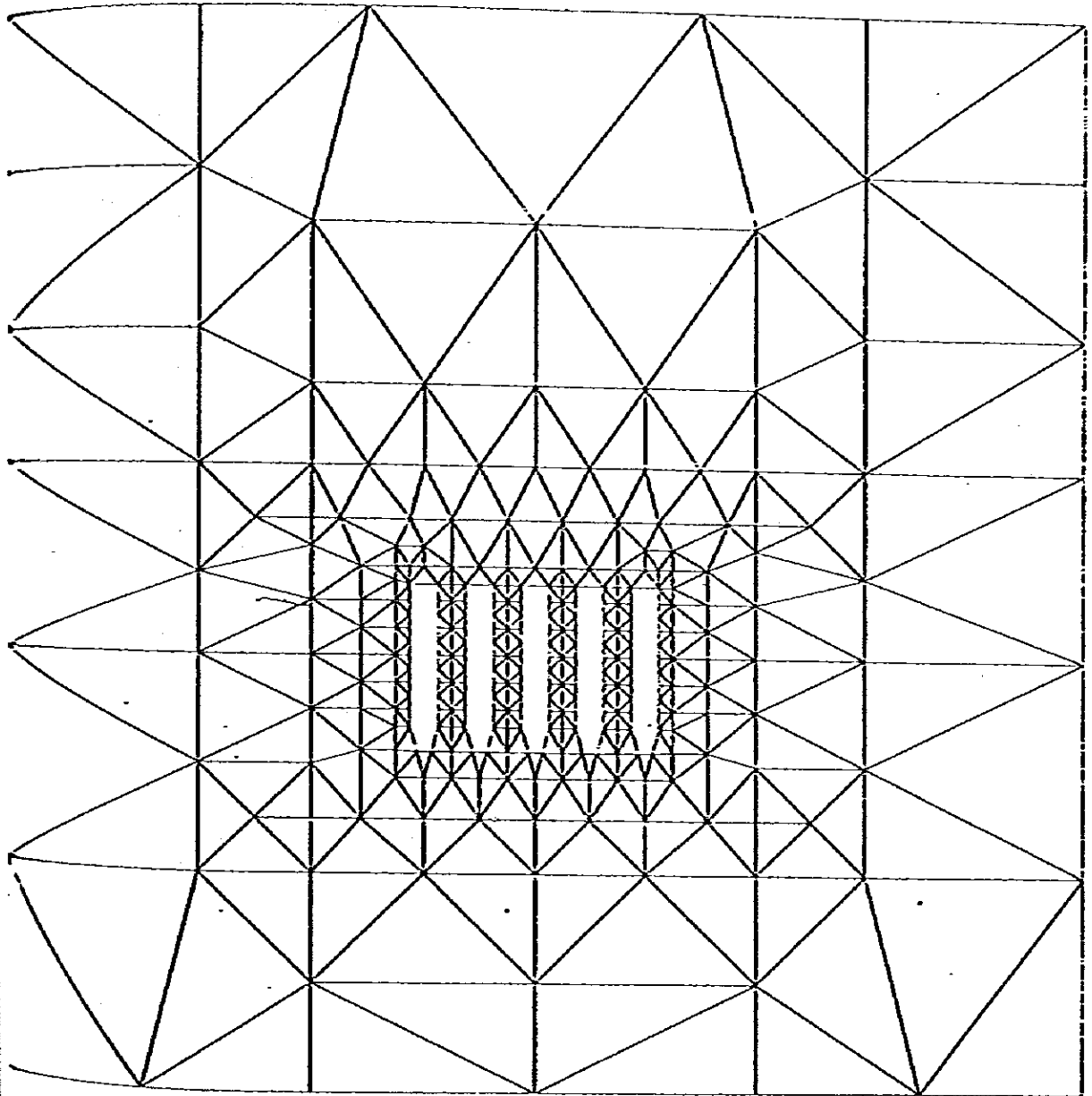


Fig. II-1-17 Mesh Pattern of F.E.M.

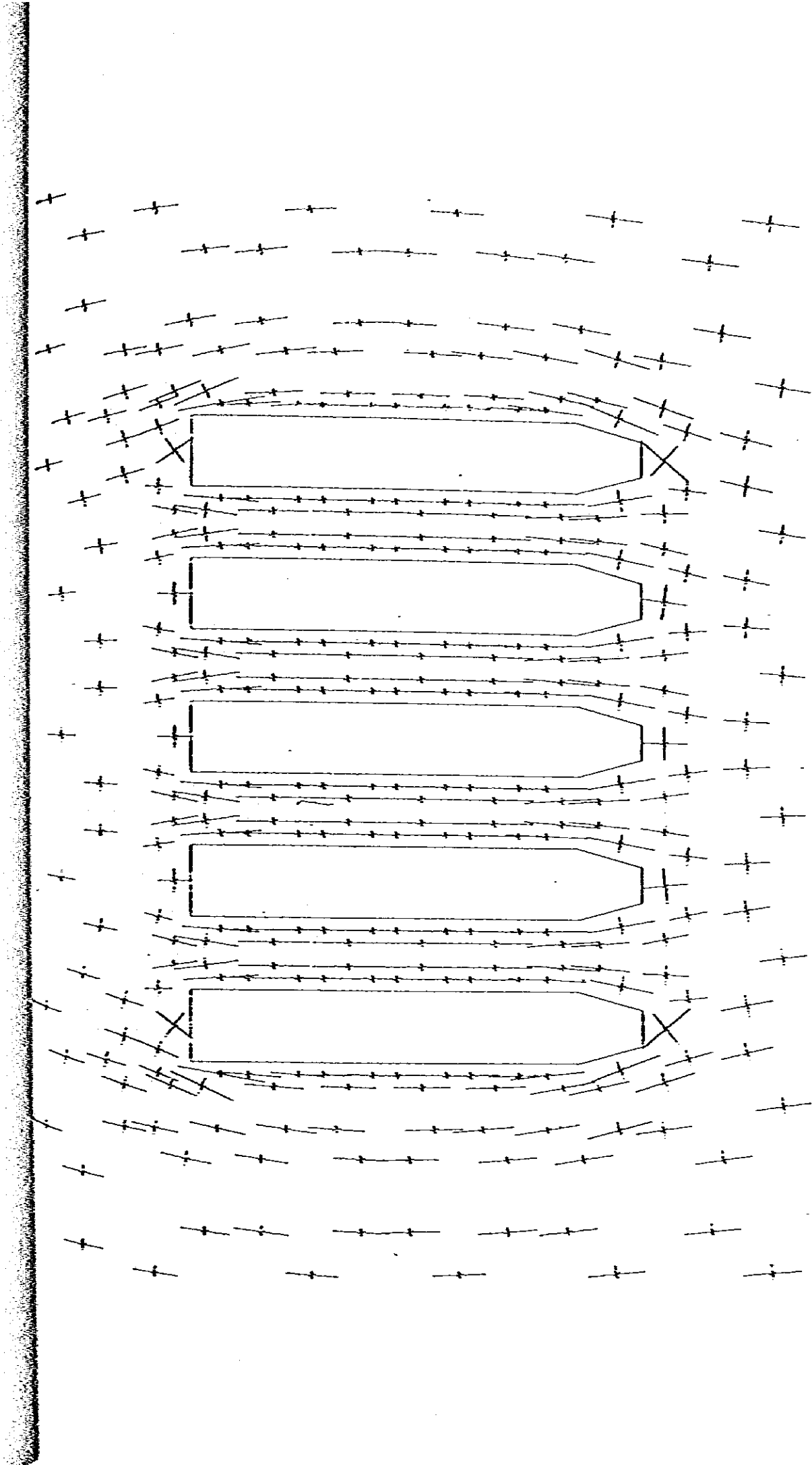


Fig. II-1-18 Stress Analysis by F.E.M.

1-2-7 採掘能率と採掘コスト

サブレベル採掘における採掘能率と採掘コストについて算定する。

1) 採掘能率

(i) 純採掘能率

ブロックAの中の1切羽を対象にしてTable II-1-12, 13より純採掘能率を算定すると、Table II-1-15の通りである。

Table II-1-15 Production Efficiency

Kinds	Figure	Unit per man-shift	Manpower requirement
Long-hole fan drilling	29,457.3 m	10 m/man-shift	2,946
Undercut drilling	1,168.3 m	15 m/man-shift	78
Slot drilling	2,014.6 m	10 m/man-shift	201
Draw cone drilling	2,340.3 m	4 m/man-shift	585
Boring	1,050.0 m	10 m/man-shift	105
Sub total			3,916
Ore handling	547,135 t	200 t/man-shift	2,736
Charge and blasting	547,135 t	300 t/man-shift	1,823
Maintenance equipment	547,135 t	300 t/man-shift	1,823
Reinforcement of rib pillar	547,135 t	300 t/man-shift	1,823
Others	547,135 t	300 t/man-shift	1,823
Sub total			10,028
Total			13,944
Tons per man-shift			39.3

(2) 開坑能率

開坑能率について、ブロックAを対象にして算定するとTable II-1-16の通りである。

Table II-1-16 Development Efficiency

Items	Level	Chute
Development length (m)	10,290	2,363
Minable ore (t)	2,780,540	2,780,540
Development length per 1,000 tons (m)	3.7	0.85
Minable ore per one slope (t)	547,135	547,135
Average development length per one slope (m)	2,024.4	465.1
Manpower per meter	4.0	5.5
Manpower requirement	8,098	2,558
Total manpower	10,656	
Meter per man-shift	0.234	

以上より、サブレベル採掘における採掘能率は、純採掘と開坑とを合せて算定すると、日採鉱量は547,135tで、所要工数は24,600工となり、採掘能率は22.2t/工となった。この値は、日本の鉱山の実績からみても妥当な線にあると判断される。

2) 採掘コスト

採掘コストは、開坑コスト、機械購入費、操業コストに分けて算定した。

<前提条件>

- ① 採掘期間は10年間とし、出鉱量は7年目まで3500t/日、8年日以降2000t/日とした。
- ② 1年間の稼働日数は、300日とした。
- ③ 1日当りの実稼働時間は、穿孔発破作業は15時間(5時間/方×3方)とし、鉱石引抜き作業は18時間(6時間/方×3方)とした。
- ④ 機械類は10年間で全損とし、修理費は全台数に対して10年間で購入価格の85%を計上した。
- ⑤ 購入費、輸送費には金利を含んでいない。

(1) 機械購入費

機械購入費については、Table II-1-17に示す通りである。

Table II-1-17 Mining Equipment Costs

Items	Scraper hoist	Ring drill crawler	Hopper loader	Alimak climber	Rocker shovel
Number (Unit)	4	6	7	2	1
F.O.B. costs (SUS)	166,600	323,077	281,615	495,430	65,385
Transportation Costs (SUS)	16,408	32,627	28,369	37,931	8,030
Sub total (SUS)	183,008	355,704	309,984	533,361	73,415
Total (SUS)	1,455,472				

(2) 開坑コスト

掘削単価については、1981年Catavi 鉱山での実績を基にし、水平と坑井のそれぞれを次の様に設定した。

水平掘削	L650 主要運搬坑道掘削	217.04 us\$/m
	掘削断面積	7.91 m ² /m
	掘削m ² 当り単価	234 us\$/m ²
坑井掘削	採鉱用切上り掘削	117.44 us\$/m
	掘削断面積	2.25 m ² /m
	掘削m ² 当り単価	52.2 us\$/m ²

Table II-1-18 Development Cost

Kinds		Excavation area (m ² /m)	Length (m)	Unit cost (\$US/m ²)	Sum (\$US)
Main haulage drift (L650)		14.57	230	341	78,430
Service shaft		5.0	478	261	124,758
Ore pass		9.0	495	470	232,650
Access		10.5	1,420	246	349,320
Scram drift		9.0	550	211	116,050
Blasthole drift		12.25	7,840	287	2,250,080
Slot raise		4.0	402.5	209	84,122.5
Draw cone	Cross cut	12.0	250	281	70,250
	Raise	4.0	900	209	188,100
Ventilation shaft		4.0	87.5	209	18,287.5
Total					3,512,048
Movable ore (ton)		2,780,540			
Development cost per ton (\$US)		1.26			

(3) 操業コスト

操業コストは、Table I-1-19に示す通りである。

Table II-1-19 Operating Cost

Items		Factor	Unit cost	Costs (SUS/t)	
				0-7 years	8-10 years
Labor cost		39.3 t/PMS	20.0 SUS/PMS	0.509	0.509
Material costs	Explosive	0.118 kg/t	0.64 SUS/kg	0.076	0.076
	Electric fuse	0.036 piece/t	1.23 SUS/piece	0.044	0.044
	Drill bit	0.0013 piece/t	116.5 SUS/piece	0.151	0.151
	Drill rod	0.0007 piece/t	145.4 SUS/piece	0.102	0.102
	Timber	0.001 m ³ /t	46.7 SUS/m ³	0.047	0.047
	Iron material	0.1 kg/t	1.75 SUS/kg	0.175	0.175
	Cement	0.58 kg/t	0.16 SUS/kg	0.093	0.093
	Others			0.100	0.100
	Sub total			0.788	0.788
Maintenance cost	Drifts and shafts			0.250	0.160
	Equipment			0.470	0.280
	Sub total			0.720	0.440
Haulage costs				0.944	0.944
Machine shop cost				0.124	0.124
Indirect service cost				0.401	0.153
Administration cost				0.760	0.380
Total				4.246	3.338

1-3 Desmonte の採掘計画

1-3-1 全体のレイアウト

Desmonte は、Siglo XX 選鉱工場から出た重液選鉱の浮鉱で、1947 年以來長年にわたって堆積されたものである。この Desmonte の鉱量は約 22,000,000 トン 平均品位は 0.27% であるが、底の方の廃石は古くて品位が高く、表面に近いほど新しく品位が低く、更に、選鉱工場に近いほど品位が高く、遠くなるほど品位が低いという傾向にある。

また、地形の状況から平らな所に積み上げられたものでなく、山の支尾根群を横切りながら緩傾斜で積まれていったもので、その裾は放射状に広がっている。その堆積された面積は約 520,000 m² と広範囲にわたっており、堆積された高さも膨縮が激しいものと推定される。

この Desmonte は、ほぼ粒度が 30~40 μs に揃って、丸味を帯びた形をしており、積込、運搬の楽な産物と言える。その堆積状況も、比較的ルーズであまり締め固めはなされておらず、突き崩せば容易に崩れるものと想定されるが、しかし、重機類の通行ができなくなる様な状況ではない。

以上の諸条件を勘案して、今回の Desmonte の採掘計画を立案することとする。

1 日当りの出鉱量は、坑内鉱の出鉱量とのバランスから、7 年間は 6,500 t/日とし、残りの 3 年間は 8,000 t/日とする。

1-3-2 採掘計画

Desmonte の採掘は、規模の大きな露天掘で、発破による起砕を必要とせず河床の砂利採取場や山土の土取場と同等と考えられ、いかに安く積込、運搬を行なうかが重要である。採掘は、各種工法を比較した結果掘削積込機核と運搬機核の組合せで行なうことが有利と判断された。

採掘法は、上方から順次盤下げを行なって採掘する方法と、法尻を切り崩しながら垂直断面で採掘していく方法が考えられるが、支尾根群の派生が著しく堆積高さの膨縮が激しいという様な地形条件を考慮すれば、前者の方法を採用するのがベターと考えた。採掘機核としては普遍的な大型の重機類を使用することで考え、運搬方式として

- ① ダンプトラック方式
- ② ロードアンドキャリー方式
- ③ ベルトコンベヤー方式

の 3 種類について比較した。

今回の採掘計画では、盤下げ方式を採用するため、③のベルトコンベヤーによる運搬方法では、盤下げを行う度に移設しなければならず、また中心部に設置した場合には、盤下げを行うことができなくなる。そのため、堆積場の外周にベルトコンベヤーを設置し、谷間に沿って可変式の

ベルトコンベヤを延ばしていくことになれば、コンベヤの延長が長くなる他、採掘手順が複雑になる等大量の鉱石を採掘するには不向きと判断される。

そこで、運搬方式として、ダンプトラック方式とロードアンドキャリー方式について経済性を比較検討した。

1-3-3 運搬計画

運搬計画は、ダンプトラック方式と、ロードアンドキャリー方式の両方式について積込作業、運搬作業及び所要台数を検討した。

1) ダンプトラック方式

運搬機核としてダンプトラックを使用する場合、掘削積込機核としてはパワーショベル、トラクターショベル等が考えられ、それぞれ得失はあるが掘削のし易さ、作業効率からみればパワーショベルの方がベターだと判断し、パワーショベルとダンプトラックの組合せで検討した。

(1) 積込作業

<前提条件>

積込1サイクル 28sec(90°旋回)

1日当り実積込時間 15hr(5hr/方×3方)

出鉱量6,500t/日の場合のパワーショベルのバケット容量

$$6,500 \text{ t/日} \times 28 \text{ sec} \div (15 \text{ hr} \times 3,600 \times f \times B \times K) \div \rho = 3.3 \text{ m}^3$$

f; 土量換算係数 = 1.0

B; 作業効率 = 0.7

K; バケット係数 = 0.9

ρ ; 単位体積重量 = 1.63 t/m³

出鉱量8,000t/日の場合のパワーショベルのバケット容量

$$8,000 \text{ t/日} \times 28 \text{ sec} \div (15 \text{ hr} \times 3,600 \times 1.0 \times 0.7 \times 0.9) \div 1.63 \text{ t/m}^3 = 4.0 \text{ m}^3$$

以上より、バケット容量2.0m³クラスのパワーショベルが2台必要である。この他に、補助として、ブルドーザー(21tonクラス)を2台配置することとする。

(2) 運搬作業

<前提条件>

使用ダンプの積載容量 11.0m³(18tonダンプ)

運搬距離 700m(選鉱受入口まで)

ダンプトラックの1サイクルタイム

$$C_{mt} = \frac{C}{Q \times K} \times \frac{C_{ms}}{60 \times E_s} + \left(\frac{D}{V_1} + t_1 + \frac{D}{V_2} + t_2 \right) = 14.5 \text{ min}$$

- C_{ms} ; パワーショベルの1サイクルタイム = 28 sec
 E_s ; ショベルの作業効率 = 0.7
 D ; 運搬距離 = 700 m
 V_1, V_2 ; トラックの平均速度 = 10 km/hr = 16.7 m/min
 t_1, t_2 ; トラックの積込, 荷卸し待時間 = 1 min
 C ; 積載容量 = 11.0 m³
 Q ; パワーショベルのバケット容量 = 2.0 m³
 K ; パワーショベルのバケット係数 = 0.9

トラックの運搬実稼働時間 ; 18.0 hr (6 hr/方 × 3方)

トラック1台当りの運搬能力

$$\frac{60}{14.5} \times 11.0 \text{ m}^3 \times 1.0 \times 0.9 \times 18 \text{ hr} = 737.4 \text{ m}^3/\text{日}$$

出鉱量 6,500 t/日の場合のトラックの所要台数

$$6,500 \text{ t/日} \div 1.63 \text{ t/m}^3 \div 737.4 \text{ m}^3/\text{日} = 5.4 \text{ 台} \div 6 \text{ 台}$$

出鉱量 8,000 t/日の場合のトラックの所要台数

$$8,000 \text{ t/日} \div 1.63 \text{ t/m}^3 \div 737.4 \text{ m}^3/\text{日} = 6.7 \text{ 台} \div 7 \text{ 台}$$

以上より、ダンプトラック方式の場合の所要機数をまとめると Table II-1-20 の通りである。予備台数は、所要台数の50%程度を見込むこととする。

Table II-1-20 Equipment Required by Dump Truck System

Ore production tons per day	Power Shovel 2.0 m ³	Dump truck 18 ton	Bulldozer 21 ton
6,500	3	9	2
8,000	3	12	2

2) ロードアンドキャリー方式

ロードアンドキャリー方式では、掘削、積込、運搬作業を1台の機材で行なえるものという選定条件を設定し、モータースクレーパーを考えた。

この機材は、不整地での走行も安定しており、平面的な広がり大きな採掘に適した機材であると判断される。

この機材で掘削する場合、掘削が困難な時はブッシャー(ブルドーザー)を使用する必要があるが、これについては現地で掘削テストを行なって決めるべきで、今回の計画では掘削

可能と判断しブッシャーを使用しないことで考えた。

モータースクレーパーには各種の容量があるが、経済性、作業効率等を考慮して、容量 $11.0m^3$ クラスのものを使用することとした。

そこで、モータースクレーパーの能率及び所要台数を算定する。

<前提条件>

モータースクレーパーの容量 $11.0m^3$
運搬距離 $700m$ (選鉱受入口まで)
モータースクレーパーの1サイクルタイム

$$C_m = \left(\frac{H}{v_h} + \frac{R}{v_r} + t_d + t_s + t_g \right) = 6.85 \text{ min}$$

H ; 往きの運搬距離 = $700m$

R ; 帰りの運搬距離 (方向転換を含む) = $800m$

v_h ; 往きの運搬速度 = $16 \text{ km/hr} (= 267 \text{ m/min})$

v_r ; 帰りの運搬速度 = $22 \text{ km/hr} (= 367 \text{ m/min})$

t_d ; 積込時間 = $\frac{D}{v_1} = 0.75 \text{ min}$

v_1 ; 積込速度 = 40 m/min

D ; 積込距離 = $30m$

t_s ; 荷卸し時間 = $\frac{S}{v_2} = 0.3 \text{ min}$

v_2 ; 荷卸し速度 = 100 m/min

S ; 荷卸し距離 = $30m$

t_g ; 方向転換及びギャの入換えに要する時間 = 1.0 min

モータースクレーパーの実稼働時間 $18 \text{ 時間} (6 \text{ 時間/方} \times 3 \text{ 方})$

モータースクレーパー1台当りの運搬能力

$$\frac{60}{6.85} \times 11.0m^3 \times E \times 18 \text{ hr} = 1,300.7m^3/\text{日}$$

E ; モータースクレーパーの作業効率 = 0.75

出鉱量 $6,500t/\text{日}$ の場合のモータースクレーパーの所要台数

$$6,500t/\text{日} \div 1.63t/m^3 \div 1,300.7m^3/\text{日} = 3.0 \div 3 \text{ 台}$$

出鉱量 $8,000t/\text{日}$ の場合のモータースクレーパーの所要台数

$$8,000t/\text{日} \div 1.63t/m^3 \div 1,300.7m^3/\text{日} = 3.8 \div 4 \text{ 台}$$

この他に、補助としてブルドーザー ($21t$ クラス) を1台配置することとする。

以上より、ロードアンドキャリー方式の場合の所要機核をまとめると Table 1-1-21 の通りである。予備台数は、所要台数の50%程度を見込む。

Table II-1-21 Equipment Required by Load and Carry System

Ore production tons per day	Motor scrapper 11.0 m ³	Bulldozer 21 ton
6,500	5	1
8,000	6	1

1-3-4 採掘コスト

採掘コストは、ダンプトラック方式とロードアンドキャリー方式について、機械購入費と操業コストに分けて算定し、両方式のコストの比較を行なった。

コストの算定における前提条件は下記の通りで、機械購入費についてはTable II-1-22に操業コストについてはTable II-1-23に示した。

<前提条件>

- ① 採掘期間は10年間とし、出鉱量は7年目まで6,500t/日、8年目以降8,000t/日とした。
- ② 歩掛りは、建設省標準歩掛りに準じるものとし、高地における能率低下は考慮していない。
- ③ 重機類の1日当り実稼働時間は、18時間(3方割)で、10年間で全損とした。
- ④ 1年間の稼働日数は、300日とした。
- ⑤ 修理費は、全台数に対して10年間で購入価格の85%を計上した。
- ⑥ 購入費、輸送費には金利を含んでいない。

Table II-1-22 Open Pit Mining Equipment

Kinds	Dump truck system			Load & carry system	
	Power Shovel	Dump truck	Bulldozer	Motor scrapper	Bulldozer
Numbers	3	12	2	6	1
F.O.B. costs (\$US)	637,500	932,400	204,000	1,140,000	102,000
Transportation costs (\$US)	88,771	121,290	27,499	133,365	13,750
Total (\$US)	2,011,460			1,359,115	
Total operating days	3,000			3,000	
Equipment cost per day	670.49 \$US			463.04 \$US	
Average ore production per day	6,950 t/Day			6,950 t/Day	
Equipment costs per ton	0.097 \$US/t			0.067 \$US/t	

Table II-1-23 Operating Costs

(Unit : \$US)

Years	Kinds	Unit	Dump truck system				Load & carry system			
			Figure	Unit cost	Sum	Costs per ton	Figure	Unit cost	Sum	Costs per ton
0 7	Gasolines	ℓ	1,839	0.2535	466.19	(\$US/t)	3,045	0.2535	771.91	(\$US/t)
	Oils and fats		1		93.24		1		154.38	
	Labors		33.3	8.0	266.40		29.4	8.0	163.20	
	Tyre consumption	number	6	48.7	292.20		3	90.7	272.10	
	Maintenance		1		436.56		1		298.07	
	Total		6,500 t/Day		1,554.59	0.239	6,500 t/Day		1,659.66	0.255
8 10	Gasolines	ℓ	2,128	0.2535	539.45		3,945	0.2535	1,000.66	
	Oils and fats		1		107.89		1		200.01	
	Labors		39.3	8.0	314.40		25.5	8.0	204.00	
	Tyre consumption	number	8	48.7	389.60		4	90.7	362.80	
	Maintenance		1		502.61		1		351.90	
	Total		8,000 t/Day		1,853.95	0.232	8,000 t/Day		2,118.77	0.265
Average operating cost of 10 years					0.237				0.158	

それぞれの方式における採掘コストを比較すると、Table II-1-24 に示す通りである。

Table II-1-24 Comparison with Mining Costs

Kinds	Dump truck system	Load & carry system
Equipment cost (SUS/t)	0.097	0.067
Operating cost (SUS/t)	0.277	0.283
Mining cost (SUS/t)	0.374	0.350

これによると、採掘コストではロードアンドキャリー方式が若干安いことになるが、現地の状況がモータースクレーパーに合うかどうか掘削テストを実施してみないと判断できない要素があるので、今回は、確実性のあるダンプトラック方式で計画した。その結果、Desmonte の採掘能率は、約 200 t / 工で総合採掘能率は 130 t / 工となった。

1-4 採鉱設備

1-4-1 使用機材からみた採掘設備

1) 坑 内

サブレベル採掘を導入する場合、開坑能率のアップのための急速掘進、大型の長孔穿孔機材の採用、切羽運搬の大型化等を図る必要があり、そのために圧気設備の増強及び圧気の高圧化が必要になる。

今回の計画で使用する主な機材について、台数と圧気消費量をまとめてみると、Table 1-1-25の通りである。

Table II-1-25 Air Consumption

Kinds	Ring drill crawler	Hopper loader	Rocker shovel	Leg drill	Stoper
Type	CF-641	ME-803	RS-150	BBD-90-W	RB-83
Air consumption	13.5 m ³ /min	13.0 m ³ /min	Max. 20 m ³ /min	5 m ³ /min	4 m ³ /min
Number	4	5	1	20	10
Sub total	54 m ³ /min	65 m ³ /min	20 m ³ /min	100 m ³ /min	40 m ³ /min
Total	279 m ³ /min				

これより、圧気消費量は279 m³/minとなり、所要の圧気設備の容量は運転効率を70%とみれば、約400 m³/min必要である。

圧気設備としてオイルフリーエアーコンプレッサ（VGP120ターボ型）を選定した。その仕様は次の通りである。

項 目	数 値
型 式	VGP-120 ターボ型
容 量	103.3 m ³ /min
吸 込 条 件	0.637 気圧
吐 出 条 件	9.0 気圧
電 動 機 出 力	520 kw (2P)
冷 却 水	56 m ³ /hr (温度差8℃)

以上より、コンプレッサの所要台数は、4台となる。

その他の設備については、今回の計画では現有設備を使用することとし、大幅な変更は

えない。

2) 坑 外

Desmonte の採掘においては、大型の重機を大量に使用するため、重機の整備及び燃料の確保が必要となり、重機整備工場と燃料タンクを設備することとする。重機整備工場は、採掘に使用する重機の台数から考えて、常時ショベル（又はブルドーザー）1台、ダンプトラック3台程度の整備ができる規模が必要である。

また、燃料タンクについては、1日当りの軽油使用量が約2klであるから、2～3日の在庫を確保することで考えると、約6klの貯蔵能力のあるタンクが必要である。

1-4-2 採鉱設備のコスト

採鉱設備としては、圧気設備としてのコンプレッサー、重機整備工場及び燃料タンクが主な設備投資となるが、重機整備工場及び燃料タンクは工務部門との共通設備として考えるので、ここではコンプレッサーについてのみ設備費を算定した。ただし、この設備費には金利を含んでいない。

Table II-1-26 Compressor Equipment

Kinds	Value
Numbers	4
F.O.B. costs (SUS)	738,461
Transportation costs (SUS)	65,670
Installation cost (SUS)	24,123
Total (SUS)	828,254

1-5 長期計画

今回の採鉱における長期計画では、坑内鉱と坑外鉱のバランスを考え、坑内鉱についてはサブレベル採掘による選別採掘を行ない、坑外の低品位鉱を併せて出鉱することとし、今後10年間にわたる生産計画、人員計画、建設計画及び採掘操業費を組み、採掘コストと生産性がどの程度に収まるかについて検討してみた。

1-5-1 生産計画

10年間にわたる生産計画は、サブレベル採掘計画と Desmonte の採掘計画より Table 1-1-27 のようにまとめられる。

Table II-1-27 Production Planning of 10 Years

Years		Sublevel stoping			Desmonte			Total		
		Min. ton (t)	Sn% (%)	Fino ton (TMF)	Min. ton (t)	Sn% (%)	Fino ton (TMF)	Min. ton (t)	Sn% (%)	Fino Ton (TMF)
1~7	Monthly production	87,500	0.41	361.75	162,500	0.27	438.75	250,000	0.32	800.00
	Total	7,350,000	0.41	30,345.00	13,650,000	0.27	36,855.00	21,000,000	0.32	67,200.00
8~10	Monthly production	50,000	0.22	110.00	200,000	0.27	540.00	250,000	0.26	650.00
	Total	1,800,000	0.22	3,960.00	7,200,000	0.27	19,440.00	9,000,000	0.26	23,400.00
Total		9,150,000	0.37	34,305.00	20,850,000	0.27	56,295.00	30,000,000	0.30	90,690.00

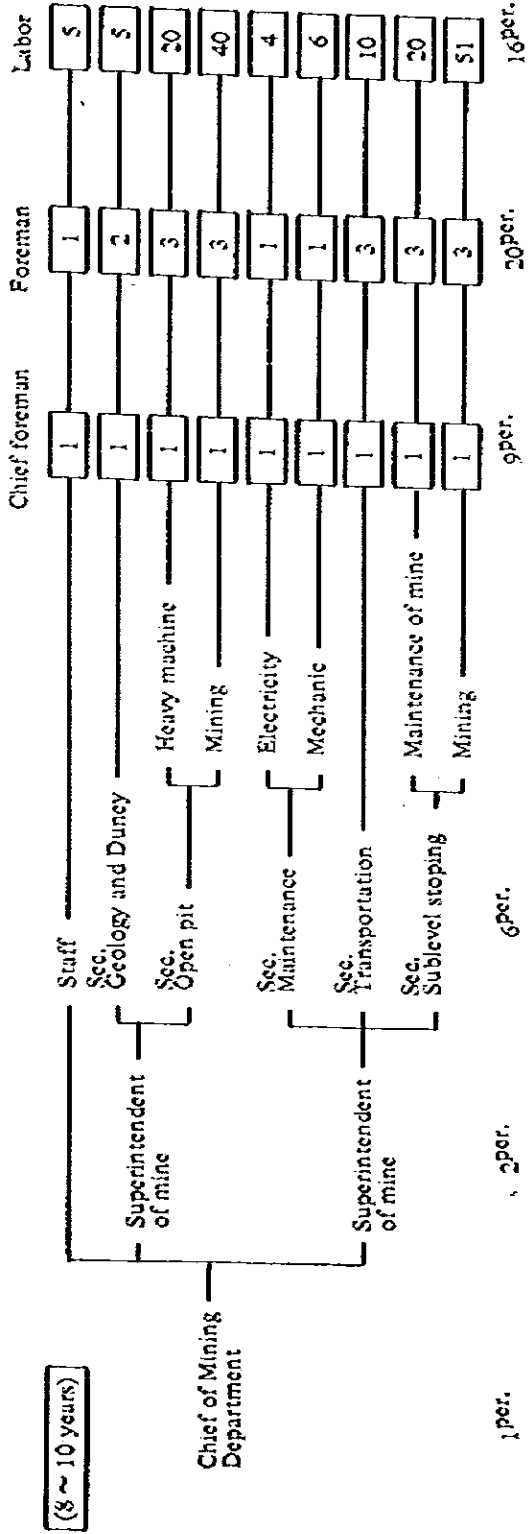
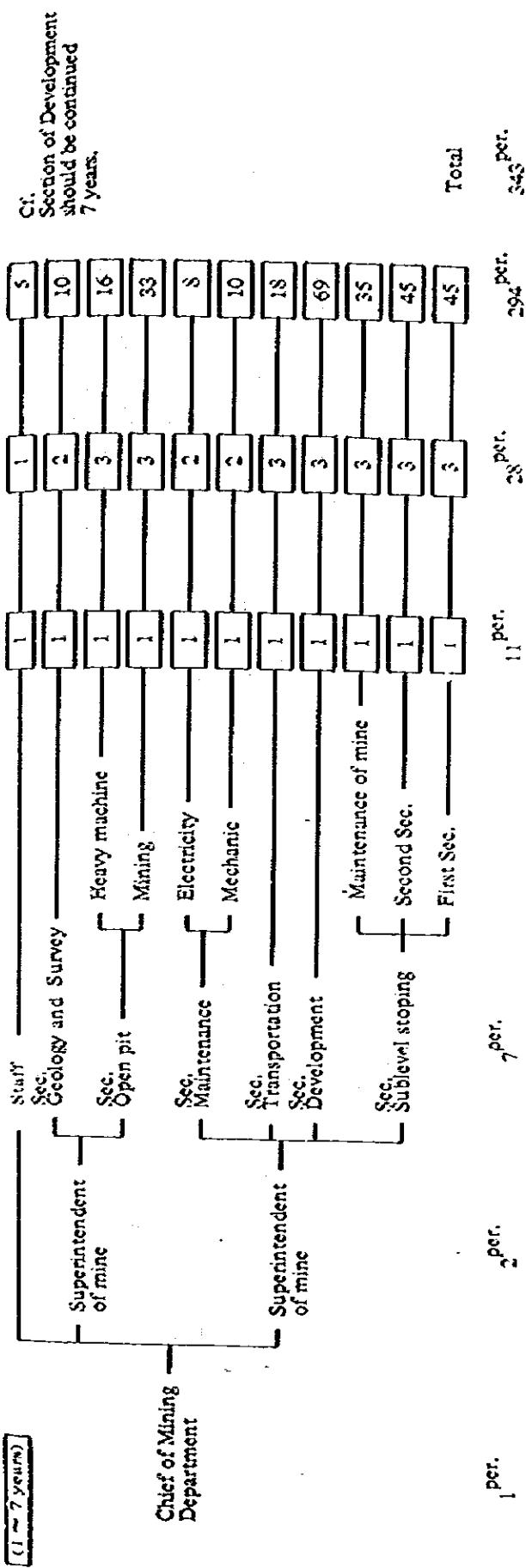


Fig. II-1-19 Organization of Mining Department

1-5-2 人員計画

10年間にわたる人員計画は、生産量に見合った適正人員を算定することとし、サブレベル採掘計画及びDesmonteの採掘計画よりTable 1-1-28のようにまとめられる。

Table II-1-28 Personnel Planning of 10 Years

Kinds	Occupation		Unit per man shift	Manpower required	
				1~7 years	8~10 years
Sublevel stoping	Miners	Excavation	39.3 t/M.S.	90	51
		Development	0.234 m/M.S.	69	—
	Timbering-men		100 t/M.S.	35	20
	Repair-men		200 t/M.S.	18	10
	Haulage-men		200 t/M.S.	18	10
	Sub total			230	91
Desmonte	Operators		200 t/M.S.	33	40
	Repair-men		400 t/M.S.	16	20
	Sub total			49	60
Others	Stuff			15	10
Total				294	161

この人員計画をもとにして、採掘組織を検討すると、Fig. 1-1-19に示す様な形が考えられる。

1-5-3 建設計画

10年間の長期計画における建設計画は、サブレベル採掘を開始するまでの開坑作業と機器の調達があり、その建設工事工程及び開発費についてまとめる。建設工事工程はTable 1-1-29に、開発費はTable 1-1-30に示す通りである。また、採掘機械投資額は、Table 1-1-31に示す。

1-5-4 操業費と生産性

10年間にわたる操業費は、サブレベル採掘計画と Desmonte の採掘計画よりまとめてみると、Table II-1-32の通りである。また、生産性については、Table II-1-33に示す通りである。

Table II-1-32 Operating Costs of 10 Years

Kinds		1~7 years		8~10 years		Total
		Yearly	Sub total	Yearly	Sub total	
Sublevel stoping	Ore production (t)	1,050,000	7,350,000	600,000	1,800,000	9,150,000
	Operating cost (SUS/t)	4,246	4,246	3,338	3,338	4,067
	Sum (SUS)	4,458,300	31,208,100	2,002,800	6,008,400	37,216,500
Desmonte	Ore production (t)	1,950,000	13,650,000	2,400,000	7,200,000	20,850,000
	Operating cost (SUS/t)	0.280	0.280	0.271	0.271	0.277
	Sum (SUS)	466,050	3,262,350	556,800	1,670,400	4,932,750
Total	Ore production (t)	3,000,000	21,000,000	3,000,000	9,000,000	30,000,000
	Operating Cost (SUS/t)	1.668	1.668	0.884	0.884	1.433
	Sum (SUS)	5,004,300	35,030,100	2,653,200	7,959,600	42,989,700

Table II-1-33 Productivity of 10 Years

Kinds		1~7 years	8~10 years
Sublevel stoping	Monthly production	87,500	50,000
	Manpower	230	91
	Monthly productivity	380.4	549.5
Desmonte	Monthly production	162,500	200,000
	Manpower	49	60
	Monthly productivity	3,316.3	3,333.3
Total	Monthly production	250,000	250,000
	Manpower	294	161
	Monthly productivity	850.3	1,552.8

Table II-1-29 Development Schedule

Kinds		-4 year	-3 year	-2 year	-1 year	1 year
Sublevel stopping	Planning and designing					
	Equipment supply	—				
	Main haulage drift		—			
	Service shaft		—			
	Ore pass and access		—			
	Development excavation			—	—	
Stoping						→
Desmonte	Equipment supply				—	
	Stoping					→

Table II-1-30 Development Costs with Sublevel Stopping

Development year	Stoping year	Yearly production (t)	Unit cost (SUS/t)	Yearly costs (SUS)	Development cost (SUS)
-4 ~ -1	1 ~ 3	1,050,000	1.26	1,323,000	3,969,000
1 ~ 4	4 ~ 7	1,050,000	1.26	1,323,000	5,292,000
5 ~ 7	8 ~ 10	600,000	1.26	756,000	2,268,000
Total					11,529,000

Table II-1-31 Mining Equipment Costs

Kinds		Equipment	Number	F.O.B. costs (SUS)	Transportation costs (SUS)	Installation costs (SUS)	Total cost (SUS)
Sublevel Stoping		Scraper	4	166,600	16,408	--	183,008
		Ring drill crawler	6	323,077	32,627	--	355,704
		Hopper loader	7	281,615	28,369	--	309,984
		Alimak climber	2	495,430	37,931	--	533,361
		Rocker shovel	1	65,385	8,030	--	73,415
		Compressor	4	738,461	65,670	24,123	823,254
		Sub total		2,070,568	189,035	24,123	2,283,726
Desmorte	1 5 7 Year	Power shovel	3	637,500	88,771	--	726,271
		Dump truck	9	699,300	90,968	--	790,268
		Bulldozer	2	204,000	27,499	--	231,499
		Sub total		1,540,800	207,238	--	1,748,038
	8~10	Dump truck	3	233,100	30,322	--	263,422
	Sub total		1,773,900	237,560	--	2,011,460	
Total			3,844,468	426,595	24,123	4,295,186	

この結果、採掘コストは10年間で平均1.433u s \$ / tと相当安くなり、生産性においても約850 t / 人・月と飛躍的に向上することとなった。

以上により、本計画が実施されれば大きな改善効果があらわれるものと考えられる。

第2章 選鉱部門の計画

2-1 新選鉱工場立案の経緯

2-1-1 Catavi 鉱山選鉱成績の歩み

Fig. 1-2-1はCatavi 鉱山開山以来の選鉱工場の選鉱成績の推移を図示したものである。1923年当初、元鉱Sn品位は数%という富鉱であり、以来、約20年間のうちに元鉱品位は2%台に低下したものの、Victoria 選鉱工場においてジグとテーブルによる比重選鉱により、精鉱品位60%以上、実収率80%以上という好成績で推移してきた。

その後、元鉱品位が1%台に低下するのに対応して、1947年から重液選鉱による予選がSiglo XXに建設された。予選の実収率は初期において90%以上であったが、元鉱品位が0.6%を下回るに至った1960年代後半には、実収率が70%を割ることもあり、各種設備の増設、系統の変更が繰り返されたとみなされる。

興味深い特徴として、Siglo XXの実収率が5年間づつ3回にわたり周期性を示していること(Fig. 1-2-1の①②③)、Siglo XXの実収率低下期間にVictoria 実収率が向上していることである。その結果、総合成績は、1960年代以降は予選70%×本選70%=49%、あるいは予選75%×本選65%=49%という50%をやや下回る成績で経過していることがみうけられる。

一方、選鉱廃石Sn含有率の面からみると、開山当初は元鉱の品位が高く1%以上であったが、20年後には0.5%台に低下した。予選が開始された頃からは重液選鉱のFloatは0.3%前後、比重選鉱による本選の廃石は、これを若干上回る0.35~0.4%で推移してきた。通算すれば、最近10年間を除いて、0.3%以上のものが40年間以上にわたって、いわゆるDesmonteとして坑外に大量に堆積されている。この選鉱廃石は、現在の確定坑内鉱の量及び品位と対比するとき適切な選鉱システムを策定すれば移行対象が大幅に拡大することとなる。

2-1-2 選鉱操業の最近の実績

Fig. 1-2-2に示すように、最近数年間の操業成績の悪化は特に著しく、一方で操業コストは大幅に増加している。元鉱品位は0.46%から0.31%まで5年間のうち、おおむね30%低下し、精鉱品位も50%であったものが38%まで、同じくほぼ直線的に低下している。

選鉱実収率(予選×本選)については、1976、1977年にはほぼ50%であったが、その後、逐年低下し、1980年の45.1%から1981年には40.8%と、特にこの1年間の落ち込みが甚しい。その主因として、予選実収がこの1年間に75%台から70%以下に急速に低下していることが影響している。

操業コストを元鉱1当たりの原単価でみると、1976、1977年には4.5ドル/1であった

が、その後急騰し、1980年には8ドル/トンを上回り、1981年には8.6ドル/トンはほぼ倍増している。

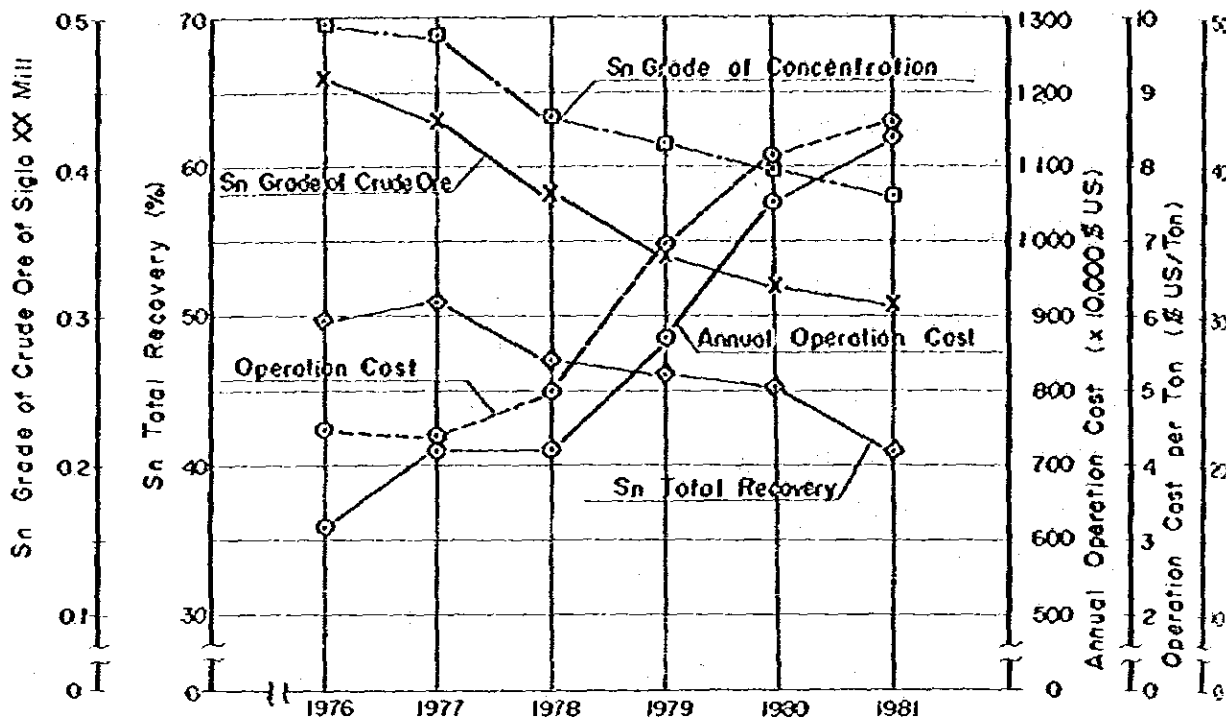


Fig. II-2-2 Result of Recent Concentration Work

2-1-3 現状における問題点

第一次調査結果と合せ、選鉱操業における技術的、経済的問題点をまとめると次の通りである。

(i) 選鉱成績の低下

前2項で述べた通り、Catavi 鉱山の長い歴史の中で、選鉱成績の低下により Sn 生産量は現在最も低下し、収支の赤字を助長する最大の要素となっている。選鉱成績低下の原因は何処にあるか、これまでの調査結果によると以下の各項の問題が直接、間接に関わっているが、一口に言って、鉱石が低品位化していることに対応する選鉱システムを確立することが何よりも重要であるといえる。もちろん、過去にしばしば、プロセスや設備の改善がなされてきていることは選鉱成績の推移から推測できる。例えば、微粒テーブル工程や浮選工程を加えることにより精鉱品位の上昇を図られたことがある。しかし、プロセスの局部的な改善によってカバーするには限度がある。この面からの改善はかえってプロセスを複雑化することになり、元鉱の量や質が変化した場合、その秘度、見直しを要するので操業管理をやりやすくするものである。

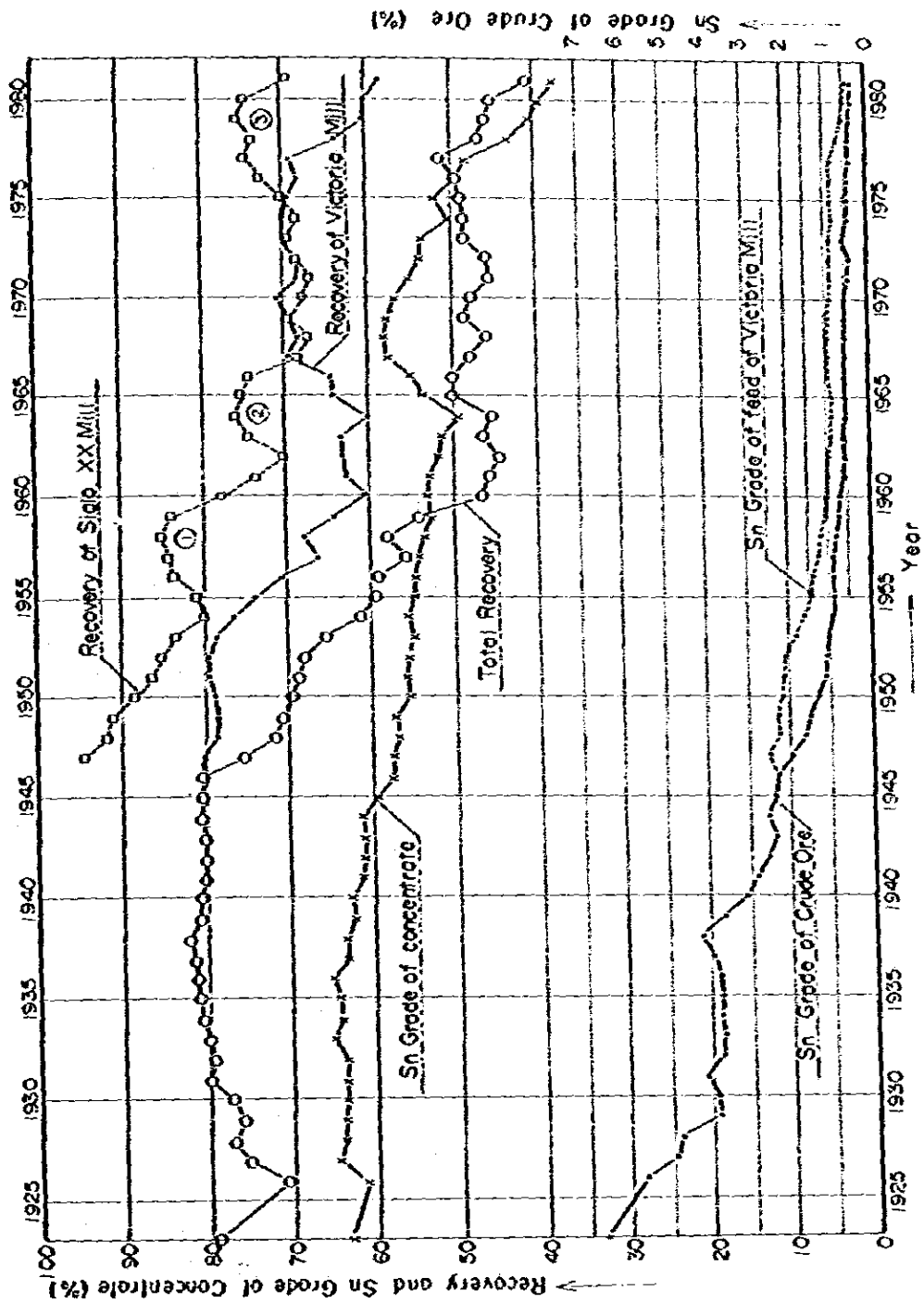


Fig. I-2-1 Transition of Concentration Results of Catavi Mine

② 選鉱方式及び容量の問題

Siglo XXにおける元鉱及び産物のSn品位について、開場以来のデータを図示すれば Fig II-2-3の通りである。現在は元鉱品位約0.3%に対して精鉱(Sink)の品位は0.45%に過ぎず、しかもその実収率も前述のように低率である。量的にみれば粗鉱量の約 $\frac{1}{2}$ 、含錫量の約 $\frac{1}{3}$ が予選段階で廃石として捨てられている。

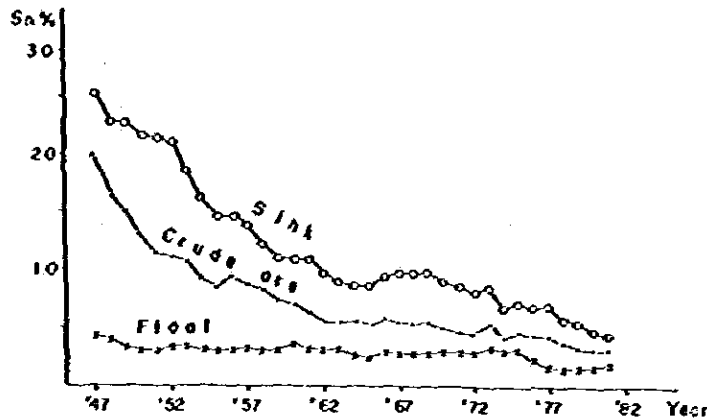


Fig. II-2-3 Transition of Sn Grade of Siglo XX Mill Plant

このことは、2-2-4で述べるように、微粒域に分散しているCassiterite(錫石)に対して、今や重選方式を適用すること自体が、選鉱成績を向上する上でネックとなっていることを物語っている。

又、Victoriaにおける鉱量及びメタルバランスを簡単に図示すると、Fig I-2-4のごとくで最終廃滓(Colas Arenas)として廃棄される量も極めて多いことである。

これに対しては、選鉱設備を機種別に台数、容量と物量バランスの面から詳細にチェックすることが望ましいが、Cassiteriteの単体分粒サイズがMax 50 μ 程度と判断されることと、廃滓の粒度がかなり粗大であることを対照すれば、基本的には、往時の高品位鉱処理時代の設備と容量のまま現在の低品位鉱が処理されているからに他ならないと考えられる。一例を挙げると、テーブル台数は0.73t/h/台となっており、現在のように0.5%未選の低品位元鉱に対してはテーブル台数が不足とみなされる。いいかえれば、Victoriaは2500t/日という処理能力を誇引いて考えねばならないといえよう。

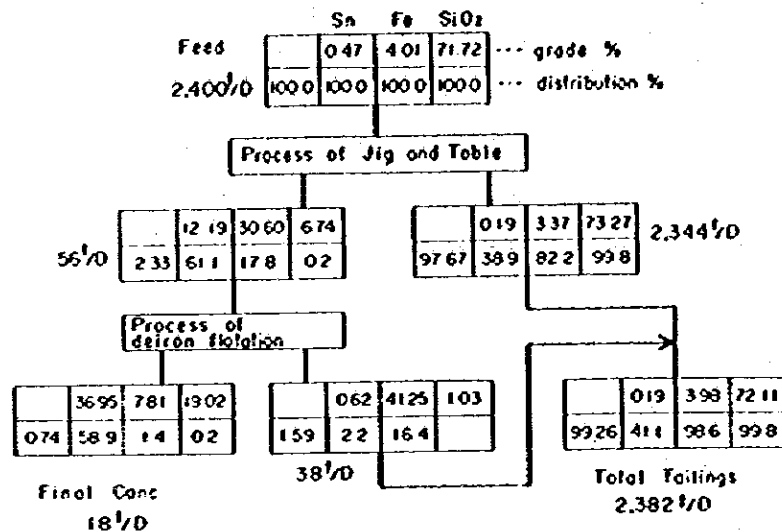


Fig. II-2-4 Result of Metal Balance (of 1981)

(3) 操業の不安定

Siglo XX及びVictoria 両選鉱工場の設備はかなり老朽化しているものがあり、駆動装置、給鉱シュート、給液樋、配管、バルブ等、各所の不備や損傷が目につく。又、設備の予防保全制度がとられていないため、不時の故障が発生し選鉱工場の稼働率を大きく低下させている。

1981年における両選鉱工場の休転内容はTable II-2-1の通り。稼働率は70%前後に過ぎず、休転時間の30%以上が設備故障に基づくものである。

さらに、設備故障に匹敵する休転理由に労務管理の問題が挙げられるほか、Siglo XXにおいては鉱石受入における大塊混入も大きな要素となっている。

それとともに、比重選鉱の原理ともいべきテーブルの選鉱機のヘッドモーションの機能やテーブル面の整備について、オペレーターの知識が欠けていたり、コンピューターシステムにつながる各種のデータは保存されているものの、そのデータが操業管理面に活用

Table II-2-1 Result of Suspension of Operation

	(at 1981)	
	Siglo XX	Victoria
Time of Operation	5,788 hrs	6,717 hrs
Suspension Time	2,972 hrs	2,043 hrs
Efficiency of Operation	66.1%	76.7%
Shortage of Crude Ore	6.9%	3.8%
Shortage of Electric Power	2.4	4.1
Shortage of Water	1.1	0.8
Maintenance	32.8	41.1
Mixing of Block	16.5	-
Labor Affairs	14.4	23.0
Shortage of Worker	15.6	14.4
Others	10.3	9.8
Total	100.0%	100.0%

されていないとみなされる等、操業の不安定となる要素が余りにも多い点を指摘しなければならない。

前記の労務管理上の問題点は具体的にどのような内容から成るかを分析することは、本レポートの目的外のことである。しかし、非常に多数の従業員をかかえながらこのような理由による休転が余りにも多いことの背景には、設備故障がいつ発生するか分からず、主要機器の故障が一旦発生すると予備品の在庫がなかったり、工場に運んで修理にかかるため長時間休転する。修理が終わっていざ運転というときに人員配置が一齐に完了していない、というような問題が想定される。

又、磨鉱操業の安定に最も大切な鉱量変動の抑制をはかるためのロッドミルへの給鉱量一定化装置が設けられていなかったり、テーブル選鉱機への給鉱が水圧分級機の水圧、水量の不安定によって乱調状態にしばしば陥ることも指摘しておく。

④ 操業コストの上昇

Fig. 1-2-5はSiglo XX, Victoria 両選鉱工場の操業費を合計した元鉱トン当たりの原単価である。この図によれば処理鉱量の減少の影響はあるものの'79年以降のコスト上昇は急激であり、人件費、物品費、補助部門費、特に人件費の高騰が著しいことが分かる。

人件費高騰の背景として、人員については選鉱工場の自動化レベルが極めて低いこと、単価についてはここ3年間の給与上昇の大幅なことが指摘できる。又、物品費の上昇もさることながら、この国の産業レベル及びCatavi 鉱山の状況からみると、これまでの選鉱方式の中で主要物品となってきたフェロシリコン及び硫酸の調達がおもにまかせないこと、従って、これらの単価が高くなるという問

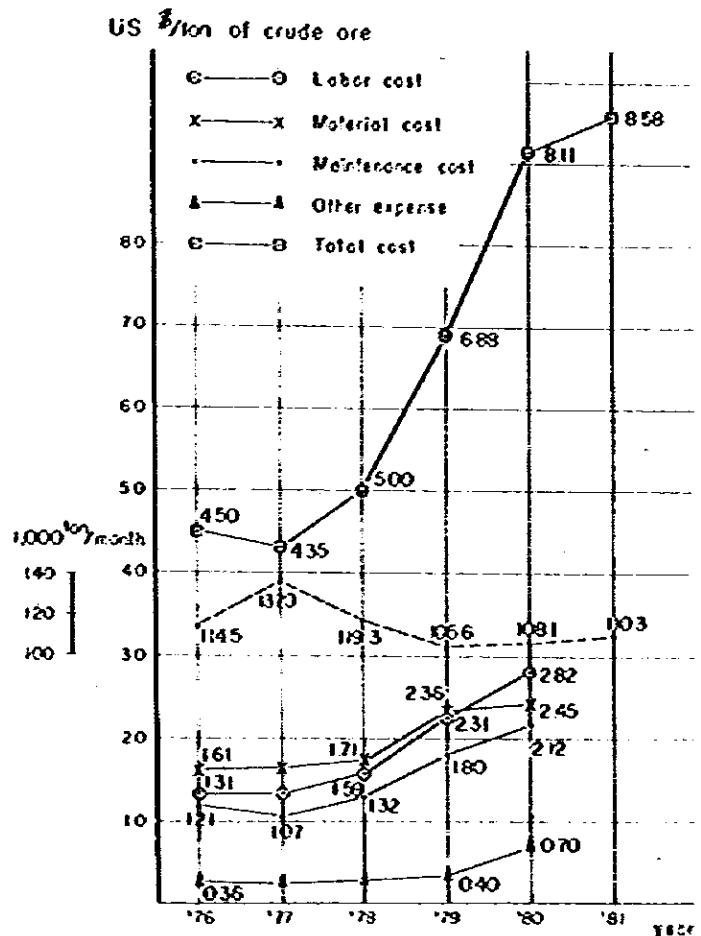


Fig. 1-2-5 Transition of Operation Cost by elements in recent year