

1-7-2 主要扇風機容量

(1) 風 量 : 144m³/sec

(2) 扇風機圧 : 240mm 水柱

1-7-3 内燃機関使用の場合の風量規制

内燃機関設備容量 (kW) × 稼働率 × 3m³/分・kW

1-8 設備計画 (主要機械配置)

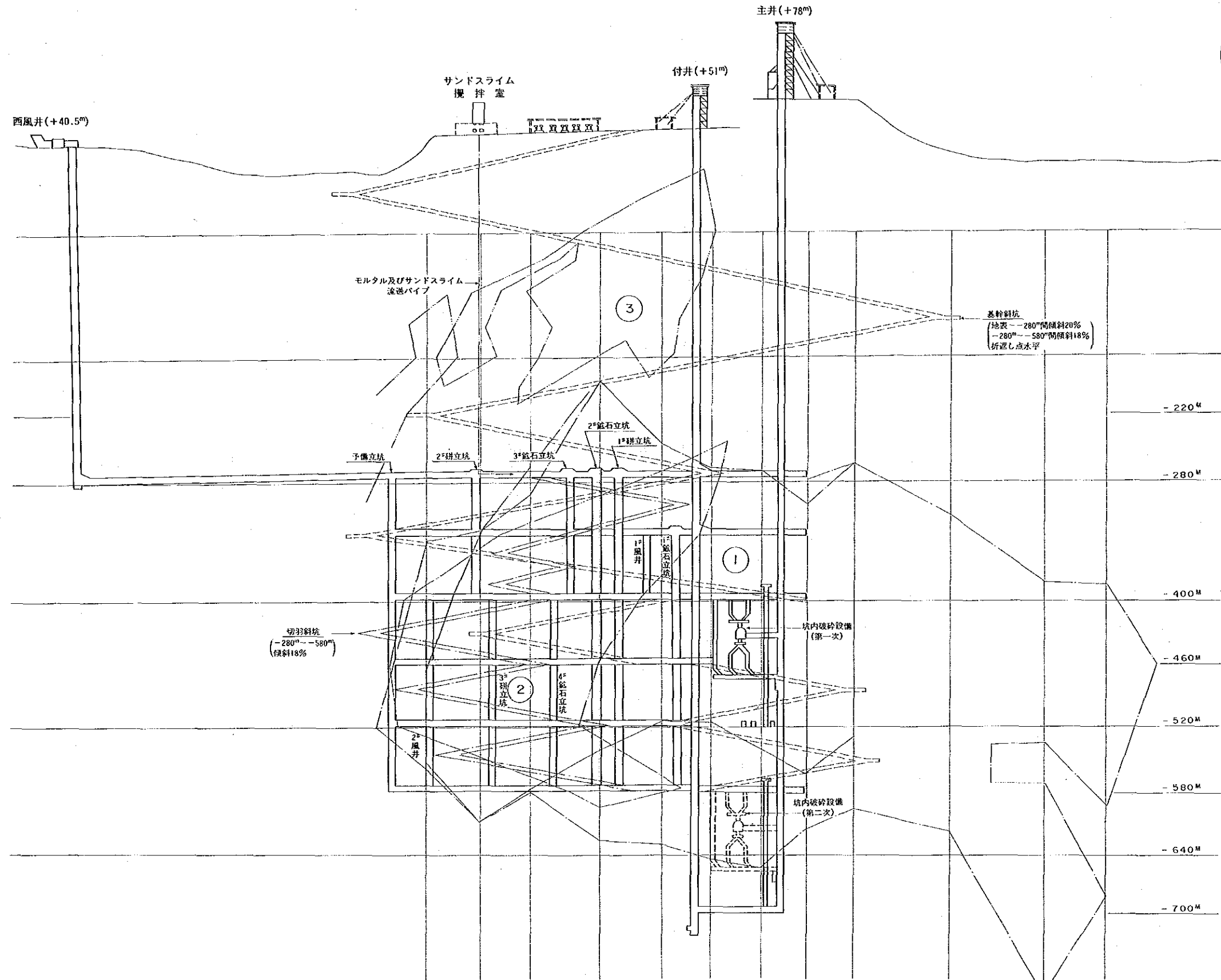
第9表 主要機械一覧表

設 備 名	単 位	数 量	記 事
ジャンボ	台	6	2ブーム, ダイヤ式, 掘進及びC&F採鉱用
シンパー 24	"	3	V.C.R採鉱用
ST-5B級	"	5	掘進及び切羽運搬用
ST-2D級	"	6	" "
レイズボラー	"		立坑開さく用
10トン・トロリー電車	"	4	鉱石及び研運搬用, 予備考慮せず
4m ³ 鉱車	"	20	" " "
クラッシャー	式	1	鉱石破碎用, 110kW, 1,200mm× 900mm
スキップ巻	"	1	鉱石及び研巻上げ 容量20トン/回 巻上スピード 10m/sec

1-9 坑内修理場

機械修理場を -400mL に, 電車修理場を主要運搬坑道 (-400mL, -580mL) にそれぞれ設置する。

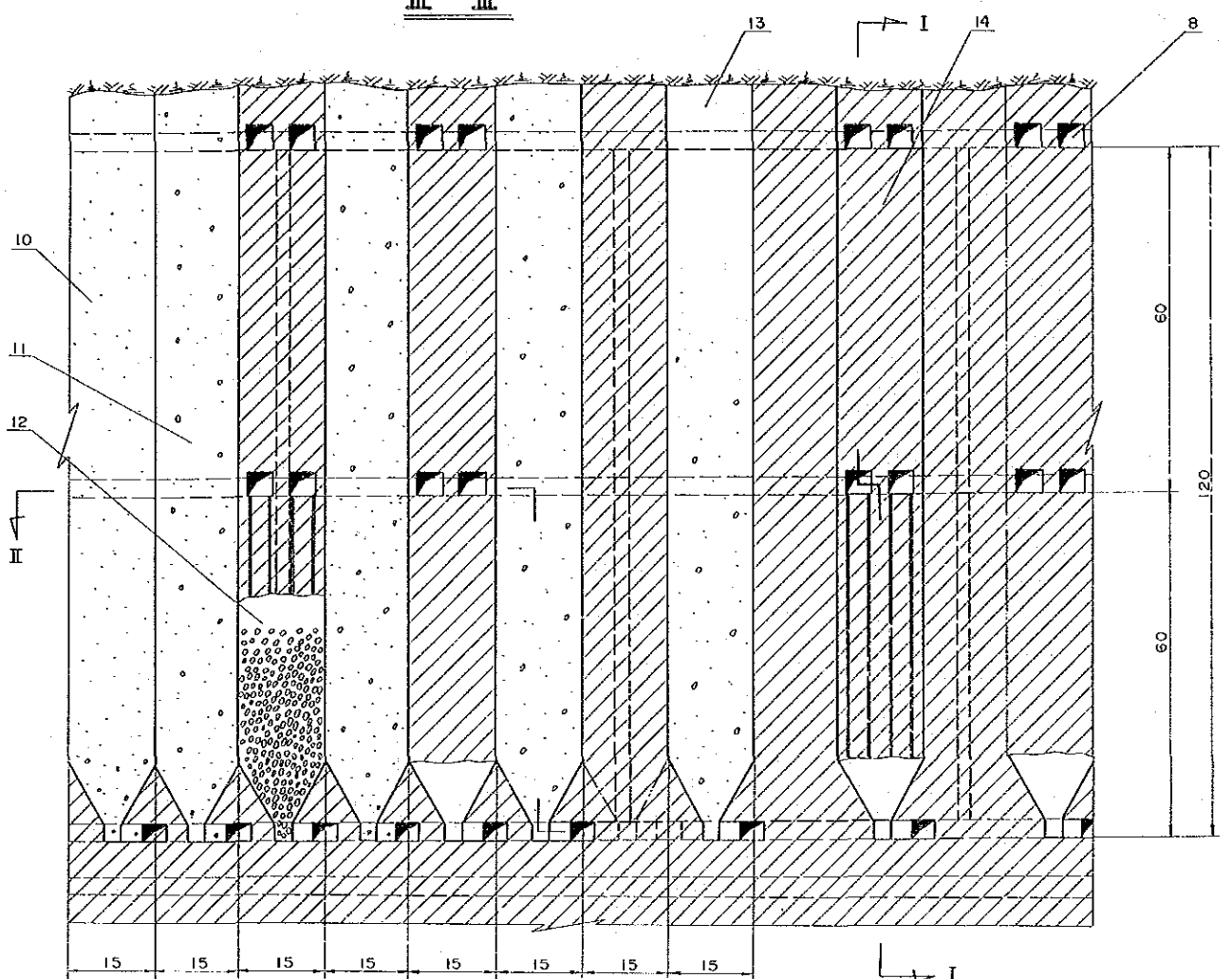
第10図 基本建設坑道概念断面図



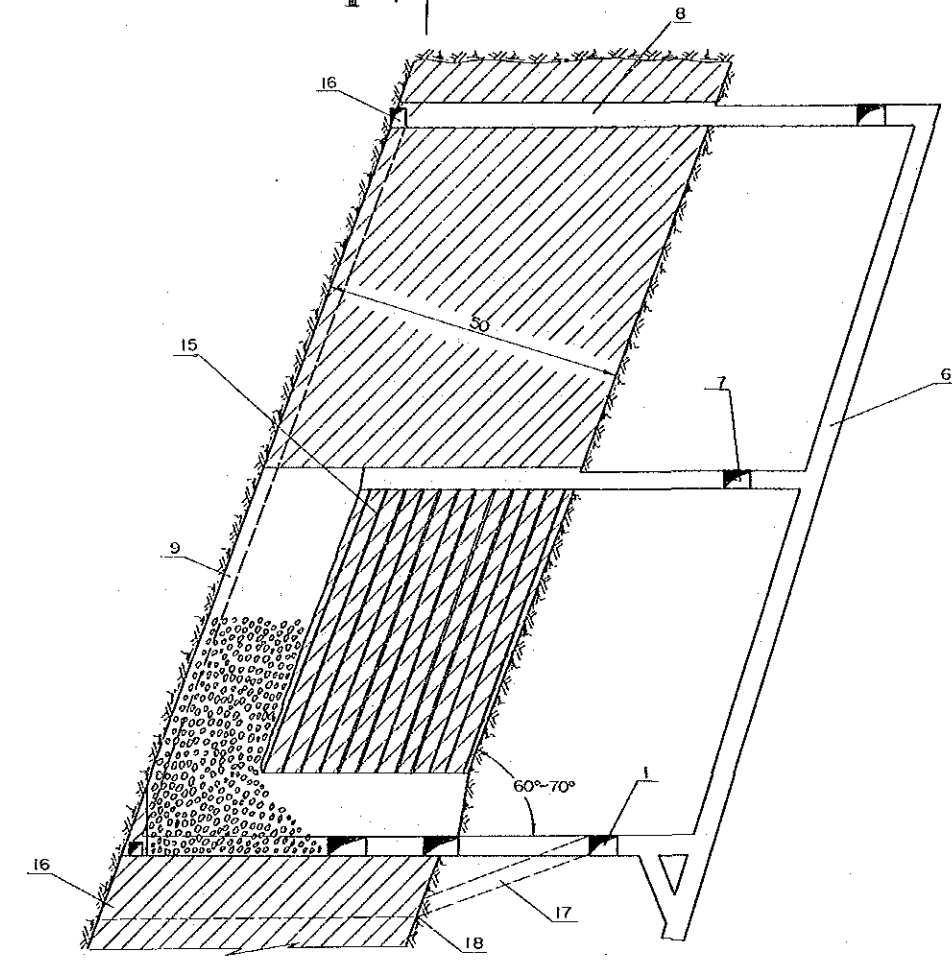
(主要坑井, 各種立坑,
主要レベル坑道, 基幹斜坑,
切羽斜坑)

III-III

第11図 V. C. R. 法平・断面図

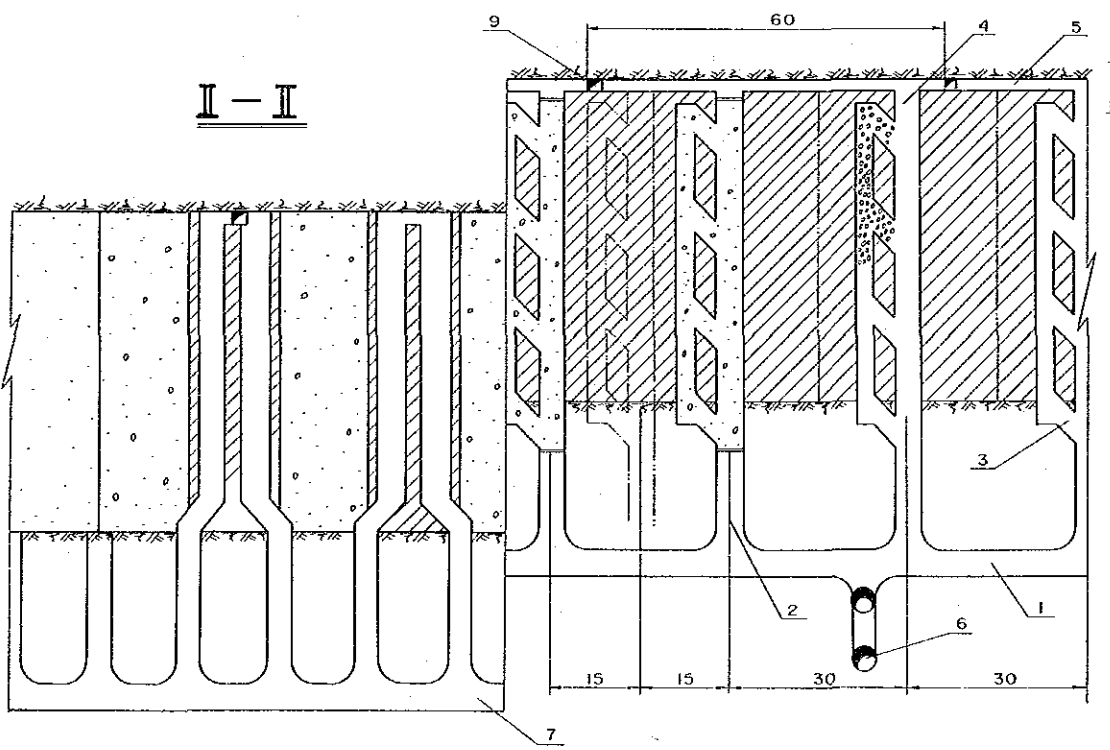


I-I

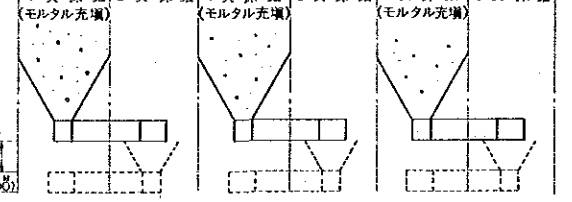


1	LHD運搬坑道
2	切羽内運搬坑道
3	鉱石抽出坑道(導入口)
4	運搬坑道通路
5	通気路(坑道)
6	鉱石立坑
7	穿孔中段坑道(下段)
8	穿孔中段坑道(上段)
9	通気路(立坑)
10	サンドスライム充填
11	モルタル充填
12	二次採掘中切羽
13	モルタル充填中切羽
14	穿孔中切羽(採掘準備)
15	免破孔
16	穿孔坑道連絡路
17	穿孔坑道連絡(斜坑)
18	穿孔坑道連絡(水平)

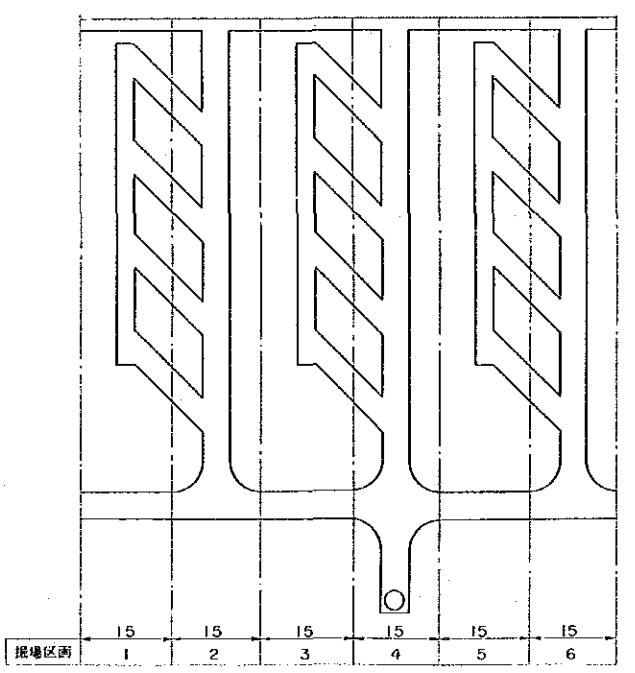
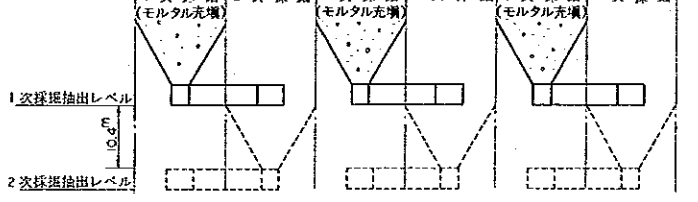
II-II



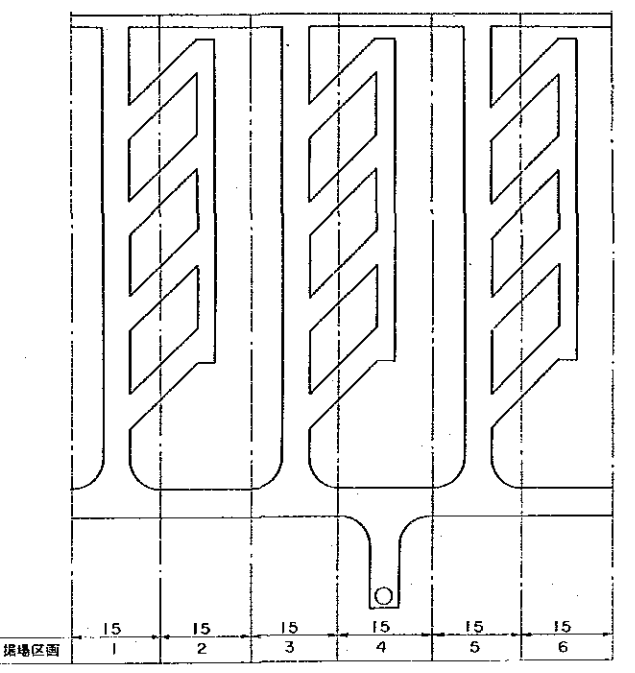
1次及び2次採掘の導入口改善設計断面図 (例1)



1次及び2次採掘の導入口改善設計断面図 (例2)

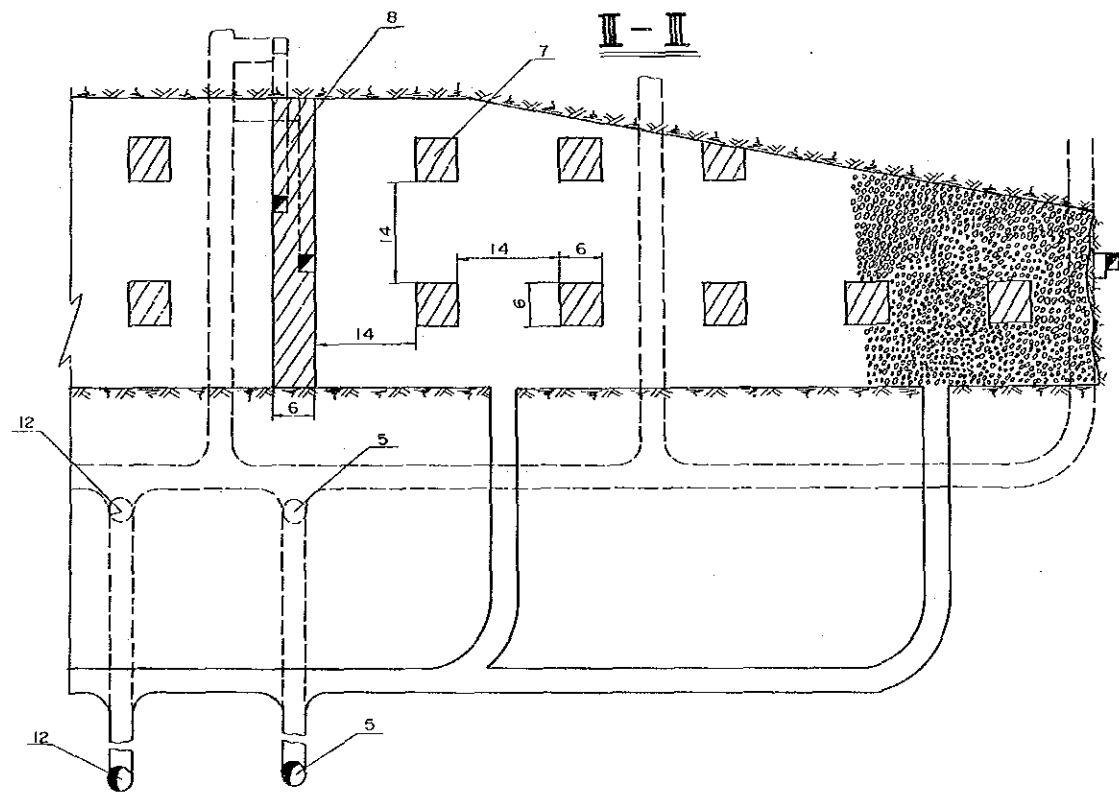
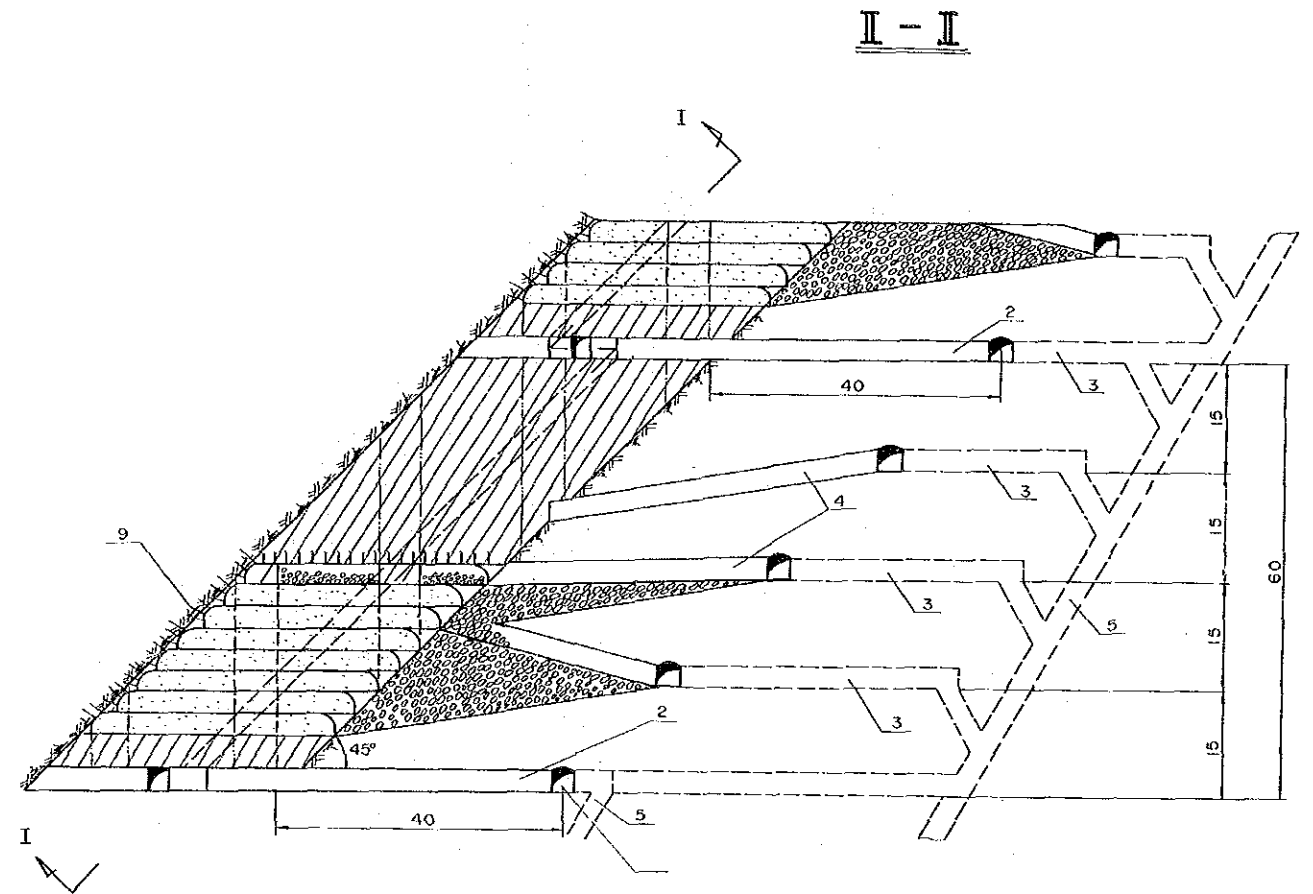
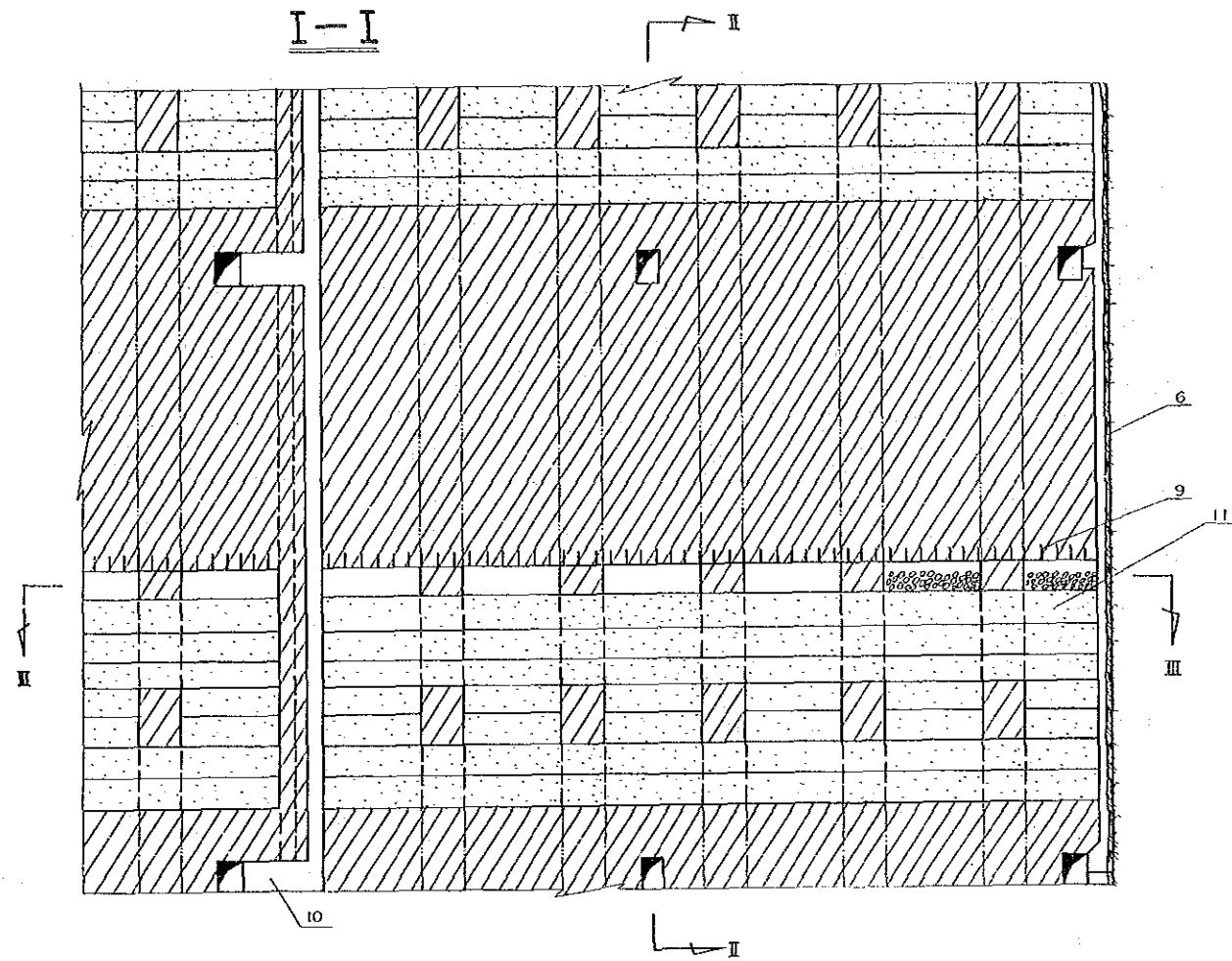


V.C.R法1次採掘導入口改善計画平面図 (1:600)



V.C.R法2次採掘導入口改善計画平面図 (1:600)

第12図 水平上向充填採掘法平・断面図



凡 例

1	中段運搬坑道
2	穿孔坑道
3	出鉱坑道
4	切替斜坑
5	鉱石立坑
6	人道及び排水立坑
7	鉱石ピラー
8	掘物仕切ピラー
9	人道及び排水立坑
10	排水坑道
11	サンドスライム充填
12	サンドスライム流送配管立坑

2. 中国側基本構想に対する技術的提言

2-1 出鉱規模3,500トン/日の主要設備面からの検討

経済的に最適規模の出鉱量を決定するには、投資金額、操業経費、各種作業能率、資金調達、金利、買（売）鉱の中国内仕切条件及び鉱山ライフに対する中国側方針等の情報が必要となる。

従って、本報告では、中国側基本計画の設備面からのみの出鉱能力の技術的検討を行い、将来の増産の可能性についても提言を行うこととする。

2-1-1 巻上げスキップの能力の検討

(1) 中国側基本構想

巻上は、ケーベ巻方式

スキップ（+）カウンターウェイトタイプ（不明）

スキップ函体容量：20t又は9m³（20t÷2.29t/m³×1.05≒9m³）

巻上げ速度：10m/秒

(2) 巻上げ対象鉱量及び研量

銅・鉄混合鉱 3,500トン/日

鉄鉱石 500トン/日（中国側将来構想）

開さく研 420トン/日 5m/日・切羽×15m³/m×3切羽×1.6×0.5*
=180m³/日

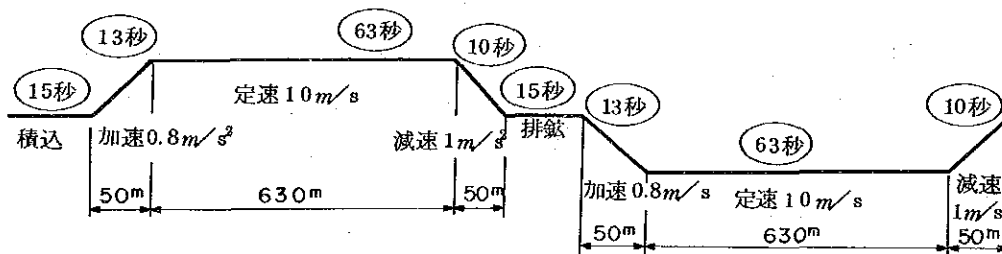
180m³/日÷8.5m³/回×20トン/回

4,420トン/日 =420トン/日

※開さく研のうち50%は坑内充填用として使用

(3) スキップ巻 1サイクル時間

設定条件：スキップ（+）カウンターウェイトタイプ、底開き型、自動運転、加速度0.8m/sec²、減速度1m/sec²、巻上長730mとする。



第13図 スキップ運転モード図

1サイクル所要時間：202秒/サイクル

(4) 1日当りのスキップ巻上能力計算

スキップ稼動時間 14時間/日 (8時間/方×3方, 1の方7時間, 2の方7時間, 3の方保全), 能力/日 = (14時間×60分/時×60秒/分) ÷ 202秒/サイクル
 ≈ 250回
 250回/日×20トン/回 = 5,000トン/日

2-1-2 坑内破碎機的能力検討

(1) 中国側の基本構想

給鉱サイズ - 800mm, 排鉱サイズ - 250mm

機械供給口寸法 900mm (開き) × 1,200mm (幅) (呼び番号 36.48型)

(2) 機械の処理能力

(a) 給鉱サイズ - 800mm の場合の給鉱粒度分布 (発破原石粒度分布より推定)

第10表 給鉱粒度分布

粒度	mm	-100	-200	-300	-400	-500	-600	-700	-800
分布率	%	20	35	48	63	74	82	92	100

(b) 36.48型メーカーカタログ能力

第11表 破碎機 (36.48型) 能力

セット開き (閉)	mm	75	100	125	150	175	200
能力	トン/時間	235	270	300	330	355	380

(c) 産物粒度 - 250mm の場合の産物粒度分布 (推定)

第12表 産物粒度分布

粒度	mm	- 25	- 50	- 75	-100	-125	-150	-175	-200	-250
分布率	%	8	16	26	39	58	75	86	93	100

(d) 産物の80%サイズは経験上, 破碎機の開き側セットにほぼ等しいので160mm程度と推察される。破碎機のセットは, 開き側で160mm, スローを20mmとすれば, 閉じ側で140mm程度となる。

従って, カタログによる能力は,

$$300 \text{ t} + \frac{(330 \text{ トン} - 300 \text{ トン})}{(150 - 125)} \times (140 - 125) = 318 \text{ トン/時}$$

(e) 破碎機能力 (Ta) の推定

$$T_a = T \times K_c \times k_m \times K_f \times R_{80} \times S / 1.6$$

T : カタログによる処理能力 318トン/時

Kc : 鉱石の種類による係数 0.8 (閃緑岩及び珪石程度と仮定)

km : 水分係数 0.92 (乾燥～水分5%程度)

Kf : 運転中の負荷率 0.7

R₈₀ : 最大サイズ80%以下の重量 0.86 (88%として)

S : 鉱石の見掛比重 2.29

$$T_a = 318 \text{トン/時} \times 0.8 \times 0.92 \times 0.7 \times 0.86 \times \frac{2.29}{1.6} \approx 201.7 \text{トン/時}$$

1日当りの処理能力

機械の稼働率を85%程度(20時間/日)とすれば

$$200 \text{t/時間} \times 20 \text{時間/日} = 4,000 \text{トン}$$

2-1-3 採鉱機械及び切羽運搬機械からの切羽出鉱能力の検討

(1) 中国側基本構想

(a) V.C.R法における切羽生産能力計画

第13表 切羽生産能力 (V.C.R法)

摘 要	単 位	能 力	記 事
切羽生産能力	トン/日	900	1切羽につき
さく岩機穿孔能力	m/台・方	30	シンパー 24
発破孔m当り起砕量	トン/m	40	最小抵抗線3m, 孔間隔3.5~4m
切羽運搬機能力	トン/台・方	300	LHD (ST-5Bクラス)
切羽能率	トン/工	75t/工・方	1切羽当り4人/方
鉱石回収率	%	85	可採率
研混入率	%	15	

(b) 水平上向充填採鉱法における切羽生産能力計画

第14表 切羽生産能力（水平上向充填採鉱法）

摘 要	単 位	能 力	記 事
切羽生産能力	トン/日	450	1切羽につき
さく岩機生産能力	トン/台・方	500	2ブーム ジャンボ
切羽運搬機能力	トン/台・方	150	LHD (ST-2Dクラス)
切羽能率	トン/工・方	30	
鉱石回収率	%	80	可採率
研混入率	%	10	

(2) 切羽数と切羽面積（別添第Ⅲ図 -400mL 鉱床平面図及び切羽区画図参照）

(a) V.C.R法（1号鉱体に適用）

- ・一次採掘切羽数（第5探鉱線～第10探鉱線）：14切羽，平均面積780m²/切羽
- ・二次 “ “ （ “ “ “ “ ）：14切羽， “ 790m²/切羽
- ・切羽展開：-340mLに中段を設け，-400mL～-280mL間を採掘する。

(b) 水平上向充填採鉱法（2号鉱体に適用）

- ・切羽A：切羽面積3,000m² 1スライス（2m） 24,000t
- ・ “ B： “ 1,600m² “ 12,800t
- ・ “ C： “ 1,600m² “ 12,800t
- ・切羽展開：-400mL， -340mL及び-280mLに採掘場をつくる。

(3) 稼動切羽数^{*1}と出鉱能力

(a) V.C.R法

$$900 \text{ トン/日} \cdot \text{切羽} \times 4 \text{ 切羽} \times 0.85 \text{ (切羽稼動率)} = 3,060 \text{ トン/日}$$

(b) 水平上向充填採鉱法（-400mL）

$$300 \text{ トン/切羽} \times 3 \text{ 切羽} \times 0.6^{*2} \text{ (切羽稼動率)} = 540 \text{ トン/日}$$

合 計 3,600 トン/日

※1：切羽数は，準備が出来次第，順次増加することが可能。

※2：サンドスライム充填の場合，充填中の出鉱中止期間のため，切羽稼動率が下がる。

(4) 採鉱機械からみた出鉱能力

(a) V.C.R法 (予定台数3台のうち, 2台稼動, 1台予備)

$$\begin{aligned} \text{シンバー24} &: 2 \text{台} \times 30 \text{m} / \text{台} \cdot \text{方} \times 3 \text{方} / \text{日} \times 40 \text{t} / \text{m} \times 0.7 \text{ (機械稼動率)} \\ &= 5,040 \text{トン} / \text{日} \end{aligned}$$

(b) 水平上向充填採鉱法 (予定台数6台のうち, 3台開さく用, 2台採鉱, 1台予備)

$$\begin{aligned} \text{2ブームジャンボ} &: 2 \text{台} / \text{方} \times 150 \text{トン} / \text{台} \cdot \text{方} \times 3 \text{方} \times 0.7 \text{ (機械稼動率)} \\ &= 630 \text{トン} / \text{日} \end{aligned}$$

計

5670トン/日

(5) 切羽運搬機械からみた出鉱能力

(a) V.C.R法 (予定台数5台のうち, すべて稼動, 予備機械なし)

$$\text{ST-5B級} : 5 \text{台} \times 300 \text{トン} / \text{台} \cdot \text{方} \times 3 \text{方} \times 0.7 \text{ (機械稼動率)} = 3,150 \text{トン} / \text{日}$$

(b) 水平上向充填採鉱法 (予定台数6台のうち, 3台開さく, 3台切羽運搬, 予備機なし)

$$\text{ST-2D級} : 3 \text{台} \times 150 \text{トン} / \text{台} \cdot \text{方} \times 3 \text{方} \times 0.7 \text{ (機械稼動率)} = 945 \text{トン} / \text{日}$$

4,095トン/日

2-1-4 列車による鉱石運搬能力

(1) 中国側基本構想

4m³/車・鉱車10車を10トントロリー電車2台によるタンデム運転

上記列車を2列車編成

(2) 一列車の鉱石運搬1サイクル時間

運搬距離: 1号鉱石立坑~主井 1,200m

2号 " ~主井 1,400m

3号 " ~主井 1,600m

平均 1,400m

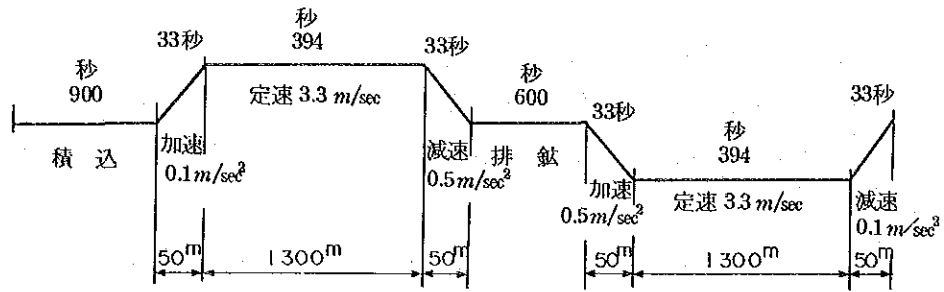
列車運転速度: 12km/h (3.3m/sec)

加速及び減速度: 0.1m/sec²

操車及び鉱石積込時間: 90秒/車

排鉱及びいつき落し: 60秒/車

運転モード (10車)



第 14 図 鋁石運搬列車運転モード

1 サイクル所要時間 2,420 秒/サイクル

(3) 1 日当りの運搬能力

稼働時間 20 時間/日 (稼働率 87.5%)

能力/日・列車

$$(20 \text{ 時間} \times 60 \text{ 分/時間} \times 60 \text{ 秒/分}) \div 2,420 \text{ 秒/サイクル} = 30 \text{ 回/日}$$

$$1 \text{ サイクル当り運搬量} : 4 \text{ m}^3/\text{車} \times 2.29 \text{ t/m}^3 \times 10 \text{ 車} = 91.6 \text{ トン}$$

$$30 \text{ 回/日} \cdot \text{列車} \times 2 \text{ 列車} \times 91.6 \text{ トン/回} = 5,496 \text{ トン/日}$$

(4) 10 トントロリー電車 2 台タンデム運転の場合の最大連結車数計算

(a) 条 件

機関車自重 (K) : 20 トン (10 トン/台 × 2 台)

鋁車自重 (W) : 3 トン

積載量 (L) : 9.16 トン ($4 \text{ m}^3/\text{車} \times 2.29 \text{ t/m}^3$)

平均傾斜 (α) : $1/250$ (但し, 水平部分あり)

車輛の摩擦係数 $f = 0.02$

機関車の摩擦係数 $f' = 0.01$

レール粘着係数 $a = 0.25$

(b) 機関車の Tractive force (T)

$$T = a \cdot K = 0.25 \times 20,000 \text{ kg} = 5,000 \text{ kg}$$

(c) 機関車自身が動くのに要する力 : $T (f' \cos \alpha \pm \sin \alpha)$

$$\text{(上り)} : 20,000 (0.01 \cos \alpha + \sin \alpha) \approx 280 \text{ kg}$$

$$\text{(下り)} : 20,000 (0.01 \cos \alpha - \sin \alpha) = 120 \text{ kg}$$

$$\text{(水平)} : 20,000 \times 0.01 = 200 \text{ kg}$$

(d) 機関車のけん引力

$$\text{(上り)} : 5,000 \text{ kg} - 280 \text{ kg} = 4,720 \text{ kg}$$

$$\text{(下り)} : 5,000 \text{ kg} - 120 \text{ kg} = 4,880 \text{ kg}$$

$$\text{(水平)} : 5,000 \text{ kg} - 200 \text{ kg} = 4,800 \text{ kg}$$

(e) 空車1輛(上り)の抵抗: $W(f\cos\alpha + \sin\alpha)$

$$3,000\text{kg}(0.02\cos\alpha + \sin\alpha) = 72\text{kg}$$

(f) 実鉱車(下り)の抵抗: $(W+L)(f\cos\alpha - \sin\alpha)$

$$(3,000+9,160)\text{kg} \times (0.02\cos\alpha - \sin\alpha) = 195\text{kg}$$

(g) 実鉱車(水平)の抵抗: $(W+C)f$

$$(3,000+9,160)\text{kg} \times 0.02 = 243\text{kg}$$

(k) 機関車のけん引車数

$$\text{(上り空車)}: 4,720\text{kg} \div 72.0\text{kg} \approx 65\text{車}$$

$$\text{(下り実車)}: 4,880\text{kg} \div 195\text{kg} = 25\text{車}$$

$$\text{(水平実車)}: 4,800\text{kg} \div 243\text{kg} \approx 20\text{車}$$

(i) 空気抵抗, 曲線抵抗, レール敷設状況の悪化等を考慮しても, 一列車15車はけん引できる。

2-1-5 通気量の検討

(1) 中国側基本構想における内燃機関設備台数と馬力

• ST-5B: $185\text{HP} \times 5\text{台} = 925\text{HP}$

• ST-2D: $77\text{HP} \times 6\text{台} = 462\text{HP}$

• その他 500HP

計	1,887HP
---	---------

(2) 中国規定必要空気量

$$1,887\text{HP} \times 0.75 \times 3\text{m}^3/\text{分} \times \text{稼動年}(0.8) \approx 3,400\text{m}^3/\text{分}$$

(3) 主扇風機容量

$$144\text{m}^3/\text{秒} \times 60\text{秒}/\text{分} = 8,640\text{m}^3/\text{分}$$

2-1-6 出鉱規模についての技術的提言

(1) 巻上げスキップ能力は, 〈スキップ(+)
カウンター方式〉でも5,000t/日の巻上げ能力はあるが, 〈スキップ(+)
スキップ方式…ダブルスキップ方式〉にした方が, 投資金額及び能力面からも有利となる。(1回当りの巻上量を小さくすれば, 原動機等の設備容量も小さくできる。)

(2) 坑内破砕機(900mm×1,200mm)では, 処理能力4,000t/日程度であり, 将来の増産に対する余裕がない。

破砕機(1,070mm×1,370mm, 呼び番号42.54)を設置すれば, 5,020t/日程度の処理能力となり, 将来の増産にも対処できる。又, 能力に余裕があれば, 排鉱

サイズ-250mmを更に小さくし、選鉱破碎系統の負担を軽減できる。

- (3) 採鉱機械能力、切羽運搬機械能力及び切羽出鉱能力からの検討では、中国側基本構想で当面問題なしと考えるが、将来の増産については、切羽運搬機(ST-5B級)の1台増設を検討すべきであろう。
- (4) 鉱石運搬能力の検討では、鉱石立坑シュートからの鉱車積込みを想定して試算したが、V.C.R切羽からの鉱石は、LHDによる鉱車直積み、または、貯鉱能力が小さい鉱石立坑からの積込みとなり、手持時間が大きくなる可能性がある。トロリー電車のけん引能力は、充分にあるので鉱車の増車を考えるべきであろう。
- (5) 主扇風機容量は、将来の内燃機関増設を考慮しても、中国側計画で問題ない。ただし、内燃機関稼働切羽へ十分な通気を確保するため、局部扇風機の設置、分量門の設置等を考慮すべきであろう。
- (6) 以上により、中国側基本構想の機械設備で4,000トン/日までは可能であるが、坑内破碎機能力は、他の設備に比べて余裕がないので、1,070mm×1,370mmの破碎機を設置し、切羽出鉱態勢に合わせて4,500トン/日~5,000トン/日の出鉱をめざすべきであろう。

2-2 基本建設坑道開さくスケジュールと出鉱時期について

1989年末出鉱をめざし、現在、基本建設坑道の開さくを推進中である。以下、基本建設坑道計画及び開さくスケジュールについて検討を加え、技術的提言を行う。

2-2-1 中国側基本建設坑道計画作業量と開さくスケジュール（推定）

（-400mL以上の鉱石を対象とした第1次の開さくのみとする）

第15表 基本建設坑道開さくスケジュール表

	構 要	作業量 (m)	m/月	必要月数	年				記 事
					1987年	1988年	1989年	1990年	
主井	主井	240	30	8	=====				-700mLまで開さく
	付井								開さく終了、-400mL以下は、'90年以降
	西風井								開さく終了
水抜坑道	-280mL	1,450	250	6	=====				開さくクルー2組、開さく後 水抜き実施
	-340mL	2,700	250	11		=====			No.1 縦立坑 No.2 鉱石立坑基点で開さく
	-400mL	2,600	150	17		=====			主要運搬坑道のため断面大
斜坑	基幹斜坑	3,275	80	41	=====				地表(+45mL)~-400m 傾斜15% 水平200m
	切羽斜坑	800	50	16		=====			-400mL~-280mL 傾斜15% ST-2D 開さく
鉱石立坑	No.1 立坑	60	30	2			=====		-400mL~-340mL
	No.2 "	120	30	4			=====		-400mL~-280mL
	No.3 "	120	30	4			=====		-400mL~-280mL
副・その他立坑	No.1 立坑	120	30	4			=====		-400mL~-280mL
	No.2 "	120	30	4			=====		-400mL~-280mL
	スキップ "	75	30	2.5			=====		スキップ中段 (-475mL)~-400mL
	予備 "	120	30	4			=====		-400mL~-280mL
坑内破砕室	1式			24			=====		坑内空開さく、機械運付、巻上設備、他
	2式						=====		V.C.R.一次採掘穿孔坑道開さく
切羽開坑	-280mL	900	100	9			=====		"
	-340mL	900	100	9			=====		"
	-400mL	3,000	100	30			=====		" 引出坑道等開さく
穿孔	-280mL						=====		V.C.R.穿孔
	-400mL						=====		"
出 鉱							=====		1990年7月より出鉱開始

（注）上記開さくスケジュールは、中国側基本建設坑道計画作業量をもとに、各作業の作業能率を推定し、作成したものである。

2-2-2 問題点

- (1) 開さくスケジュールが順調に達成できたとしても、1989年末の出鉱は、不可能であり、7ヶ月以上、出鉱がおくれる。
- (2) 鉱床上盤側坑道は、含水石灰岩帯を通過するが、異常出水により大巾な開さく遅れの可能性がある。その場合には、出鉱態勢も大巾に遅れることになる。
- (3) -280mLの水平坑道開さく終了後、ボーリング孔（又は坑道）により、水抜きを実施する予定であるが、水抜期間により、出鉱態勢が遅れることも予想される。
- (4) 地表(+45mL)~-400mL間に基幹斜坑を開さくし、ST-5B等の大型機械を切羽へ導入する計画であるが、月間80mの開さくは相当困難で、さらに出水及び軟弱地盤帯の出現等による開さく遅れは、大型機械搬入遅れとなり、直ちに、出鉱時期遅延及び出鉱能力低下につながる。

- (5) 出鉱時期遅延の大きな原因の一つは、V.C.R法における穿孔レベルとなるべき、-340mLの開さく遅れにある。すなわち、-340mLの開さくは、No.1 研立坑及びNo.2 鉱石立坑を基点に行れる計画であり、これ等の立坑開さく時期の遅れに問題がある。

2-2-3 基本建設坑道計画開さくスケジュールについての技術的提言

- (1) 地表(+45mL)~-400mL間の基幹斜坑開さく工期を短縮するため、作業量を小さくする。すなわち、基幹斜坑は、主たる目的が、大型資機材搬出入のサービス斜坑であるので、地表~-280mL間は、傾斜20% ($\theta = 11.3^\circ$)、大型機械運行の機会が多い-280mL~-400mL間は、傾斜18% ($\theta = 10.2^\circ$)とする。(別添第II図参照)

(a) 作業量及び工期の増減

第16表 作業量・工期比較表

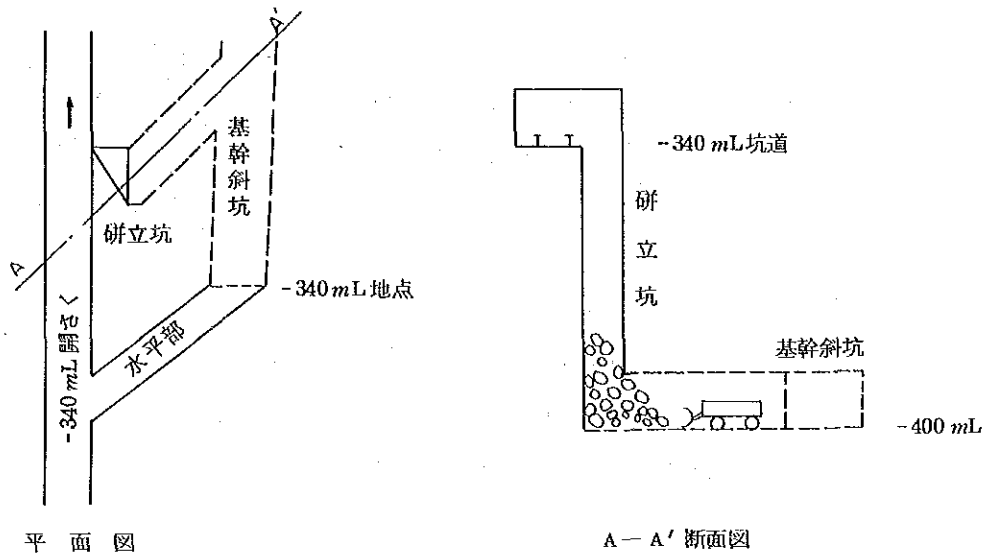
摘 要	中国側基本構想			改善案			増 減
	斜 坑	水 平	計	斜 坑	水 平	計	
地表~-280mL	2,165m	215m	2,380m	1,625m	215m	1,840m	△ 540m
-280mL~-400mL	800	95	895	665	95	760	△ 135 "
計	2,965	310	3,275	2,290	310	2,600	△ 675 "
必要月数 (80m/月)			40.9月			32.5月	△ 8.4月

- (b) 改善案では、作業量で675mの減少、工期で8.4ヶ月の短縮となる。

(2) -340mLの開さく時期を早めるための方策

-400mL~-340mL基幹斜坑の開さくを、-400mL水平坑道開さくと並行作業で早期に実施する。(別添第II-3図及び第II-4図参照)。開さくに必要な機械設備は、2ブームジャンボーク及びLHD(ST-2Dクラス)とし、これは分解すれば、現有ケージ設備で搬入可能である。基幹斜坑が-340mLに到達したところを基点に、-340mLの水平坑道を開さくする。

水平坑道の開さく研は、第15図の様に斜坑途中から-340mLに水平坑道を開さくし、-400mL~-340mL間の研立坑に投入して-400mLで引出す。



第15図 -340mL斜坑・水平坑道連絡図

この斜坑は-280mLからの下向き開さくも考えられるが、流入水及び開さく中の異常出水等の排水を考慮して、-400mLからの上向き斜坑開さくとすべきであろう。

(3) 上記の提言(1)、(2)及び開さく方法の改善による作業量、開さくスケジュールは、以下の通りとなる。(主要坑井は除く)

○ 改善案による作業量と開さくスケジュール

第17表 基本建設坑道開スケジュール改善案

摘要	作業量 (m)	m/月	必要月数	1987年	1988年	1989年	1990年	記 事
水立坑道	- 280mL	1,450	250	6				開さくクルー2組、開さく後水抜き実施。
	- 340mL	2,700	250	11				基幹斜坑を基点に開さく
	- 400mL	2,500	150	17				主要運搬坑道のため坑道断面大
基幹 (-400mL~-340m)	400	50	8					-400mL 水平坑道と併行作業。ST-2D
斜坑 (-340mL~-280mL)	400	50	8					-340mL ***
斜坑 (-280mL~地表)	180	45	4					180mL開さく地点で地表からの斜坑と連絡。
斜坑 (地表~-280mL)	1,650	80	21					ST-5Bにより、地表から下向き開さく。
切羽斜坑	890	100	9					上(-280mL) 下(-400mL) 2クルー、開さく後切羽清掃。
縦	NO.1立坑	60	30	2				
石	NO.2 "	120	30	4				
坑	NO.3 "	120	30	4				
縦	NO.1立坑	120	30	4				
その	NO.2 "	120	30	4				
他	スキップ "	75	30	2.5				
坑	予備 "	120	30	4				
	送気 "	60	30	2				
坑	内 破 砕 室	1式	24					主井開さく終了後、巻上設備合し。
切	- 280mL	900	100	9				当面の出鉱対象となる1次採掘切羽のうち、4~5切羽の開さくを主力とする。
羽	- 340mL	900	100	9				
開	- 400mL	3,000	100	30				
穿	- 340mL							当面の切羽開さく後、3クルーで穿孔を実施する。
孔	- 400mL							
出								1989年末に出鉱開始。

○ 開さく途中での異常出水等による作業の中断がなく、順調に開さくが進めば、目標である『1989年末の出鉱』は達成できる。

(4) 付井巻上設備改造の提言

地表~-280mL間の基幹斜坑は、将来、-280mL以上の1号鉱体及び3号鉱体の採掘に必要となるが、当面は、-400mL~-280mL間を採掘するための大型資機材

搬入が主たる目的となるサービス斜坑である。従って、大型資機材を-400mL及び-280mLに搬入する方法を考えれば、地表~-280mL間の基幹斜坑（作業量1,840m）を当面カットすることができ、経費の節減は勿論、基本建設坑道開さく工期の圧迫も減ずることができる。大型資機材の搬入ができる巻上設備に簡単に改造できないかどうかを検討した。

(a) 巻上機改造に関する中国側要望

ケージ寸法：巾2,750mm×長さ4,200mm

積載重量：10t~12t（ST-5Bを3個に分解積込）

できるだけ簡単な工事であること。

(b) 当方の改造検討条件

中国側要望のケージ寸法を満足させるには、バントンガイドレールの付替えと配管移設、及び坑口、-280mL、-400mLのジャンクションレール設備の設置替え等の工事が発生し、工期及び経費に問題がある。従って、バントンガイドレール及びジャンクションレール設備を動かさず、現状のケージ（巾1,800mm×4,000mm）をできるだけ大きくし、積載重量を12t程度とする改造工事について検討した（但し、概算）。

(c) ケージ関係の改造（立坑設備関係）

(i) ケージ改造後積載重量：12,000kg

ケージ寸法：巾2,400mmに拡巾

〃 重量：6,500kg（ロープクランプ530kg、ハンガー400kgを除く。）

(ii) サンプ関係変更

カウンターウェイトが約1,500mm下へ長くなるので、バッファービームの位置を下げる。ガイドレールの延長も必要。

テールロープを2本とするので、ロープスラセを1組増設する。

(d) 巻上機及びロープ関係改造

(i) ヘッドシーブ改造

ロープ溝を現状のφ28mmからφ36mmに機械加工する（現地）。

(ii) ケーベシーブの改造

現状φ2,200mmをφ2,880mmに嵩上げする。

(iii) メインロープの変更

現状28mmφ×2本を36mmφ×2本に変更する。

(iv) テールロープの変更

現状36mm×1本を36mmφ×2本に変更する。

(v) カウンターウェイトの変更

現状重量 6,976kg を 10,751kg に変更する (クランプ & ハンガー 930kg を含む)。

長さが約 1,500mm 長くなる。

(vi) その他の変更

MLS 取付位置の変更等

(e) : 安全性の確認 (強度, 能力, 安全率等)

(i) 立坑設備関係 (北炭機械)

立坑槽の設計荷重 24.5 トン (立坑設備完成図書…北炭機械㈱) に対し, 改造後は, 24.8 トンとなるが, ほとんど問題なし。

バントンガイドレールの強度は, 12,000kg の積載荷重に耐える。

但し, 短期許容応力 (積載頻度が少ない) の場合 (付属資料 1 参照)

ジャンクションレールの軸 A 部, ジャンクションレール及びレール先端のピン部が強度不足となるので, 特殊台車とデッキプレート等による積込み, 積み卸し作業方法を検討する必要がある。

(ii) 巻上機及びロープ関係 (富士電機)

巻上機仕様及び使用条件を付属資料 2 に示す。

12t 積載の場合でも, ロープ安全率は, 7 以上を確保できる (付属資料 3-1))
ロープ張力とロープスリップ限界は, 付属資料 3-2) に示す通り, ぎりぎりではあるが満足している (特殊ライニングを使用)。

12t 積載の場合のモーター出力も満足している (付属資料 3-3))。

空ケージの場合は, 付属資料 4 に示すように, ロープ安全率, ロープスリップ限界については余裕があるが, 6m/sec 運行速度による「不平衡荷重とモーター出力」は, ぎりぎりである。

ロープ仕様について, 付属資料 5 に示す。

(f) 工期 (ケージを止める期間) : 15 日 ~ 20 日 (含テスト)

サンブ関係変更 2 日 (運搬等の事前準備含まず)

ヘッドシーブ改造 4 日 (取外し, 銅陵加工, 取付)

ロープ交換 7 日

その他 2 日 (余裕)

計 15 日

ただし, 巻胴嵩上げ, ケージ組立工事は, サンブ関係変更及びヘッドシーブ改造工事と並行作業とする。

(g) 日本人スーパーバイザーの派遣

○立坑設備関係 2名程度

○巻上機ロープ関係 2名程度

計 4名程度

(h) : LHD (ST-5B, ST-2D) の分解寸法と重量

ST-5B, ST-2D の全体寸法及び重量を付属資料6に示す。

ST-5B の分解可能寸法と重量を付属資料7に示す。

ST-2D の分解可能寸法と重量を付属資料8に示す。

ST-5B の巾 2,134mm は改造ケージ巾 2,400mm より小さく問題はない。重量的には、3~4個程度に分解すれば、いずれも10トン以下、長さ4,000mm以下にすることができる。

ST-2D についても、長さの問題から、2~3個程度に分解する必要がある。

(i) : 提言と留意点

(i) 「提言(3) : 改善案による作業量と開さくスケジュール」では、開さく途中でのトラブル(異常出水、軟弱地盤出現等)がない前提で、「1989年末出鉱」可能であるが、-400mL精密探鉱及び-280mL中国側基本建設坑道開さくでは、高圧水(-400mL 40kg/cm², -280mL 28kg/cm²)の出水で、一時作業を中断したことがあり、今後の基本建設坑道開さくでも同様の事態が予想され、「1989年末出鉱」が遅れる心配がある。

したがって工期に余裕をもたせるためにも、大型LHD(ST-5B)を-400mLに早く搬入し、基幹斜坑(-400mL~-340mL~-280mL)及び切羽開坑を高効率で開さくする必要があると考える。

(ii) 付井巻上設備改造は、(4)-(c)及び(d)で述べたように、簡単な工事とするので、工期も短く、全体の開さくスケジュールに与える影響は少ない。

したがって、付井巻上設備の改造についての検討を提言する。

(iii) 設備改造についての留意点を以下に示す。

巻上深度は、地表~-400mL間であり、同仕様を-400mL以下には延長できない。(檜、パントングイドレール強度、モーター出力等に問題あり)

(4)-(e)安全性の確認で示すように、12トン積載は可能であるが、限界に近い項目もある。したがって、できるだけ12トン以下の積載が望ましい。

12トン積載頻度はできるだけ少なくする。

2-2-4 付属資料

付属資料1

ケージ改造による検討

1. バントン, ガイド関係

ケージ重量 6,500kg, 積載荷重12トンとした場合の各部の応力

バントン $\sigma = 1,273 \text{ kg/cm}^2 < \text{短期許容応力 } 1.5 \times 1,200 = 1,800 \text{ kg/cm}^2$

特殊バントン $\sigma = 1,445 \text{ kg/cm}^2 < 1,800 \text{ kg/cm}^2$

ガイドレール $\sigma = 936 \text{ kg/cm}^2 < \quad \quad \quad "$

2. ジャンクションレール

(1) 軸

$P = 12,000 \text{ kg} / 2 = 6,000 \text{ kg}$

A部 $M_A = 6,000 \times 20 = 120,000 \text{ kg-cm}$

軸径 $d_a = 11 \text{ cm}, Z = 130 \text{ cm}^3$

キー溝の影響 = 1.1

応力 $f_a = 120,000 \times 1.1 / 130 = 1,015 \text{ kg/cm}^2$

安全率 $S_f = 5,200 / 1,015 = 5.1 < 6$

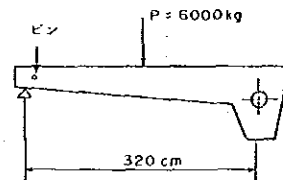
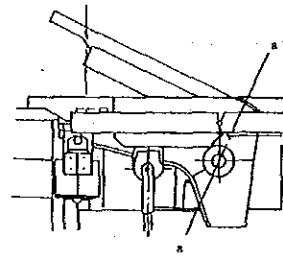
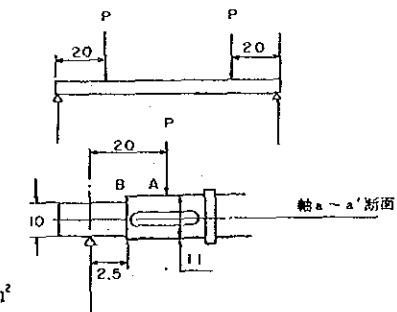
強度不足

B部 $M_b = 6,000 \times 12.5 = 75,000 \text{ kg-cm}$

$d_b = 10 \text{ cm}, Z = 98 \text{ cm}^3$

$f_b = 75,000 / 98 = 765 \text{ kg/cm}^2$

$S_f = 5,200 / 765 = 6.8 > 6 \text{ OK}$



(2) ジャンクションレール

動荷重係数

↓

$M = 6,000 \times 320 \times 1.4 / 4 = 672,000 \text{ kg-cm}$

断面係数 $Z \times 293 \text{ cm}^3$

応力 $f_b = 672,000 / 293 = 2,294 \text{ kg/cm}^2 > 1,800 \text{ kg/cm}^2$

強度不足

(3) ピン部 強度不足

8. Nominal diameter of rope 36mm
(ロープ径)
9. Friction sheave diameter 2,880mm
(ケーベシープ径)
10. Revolution of sheave 39.8rpm at rope speed 6m/sec
(巻胴回転数)
11. Gear ratio 25.57
(減速比)
12. Motor speed 1,018rpm
(原動機速度)

付属資料3

CALCULATIONS

in case of Extra heavy load 12ton

(12t積載の場合)

1) Static Rope tension Rope safety factor

(ロープ静張力とロープ安全率)

	Cage track	C/W track
Rope	5,380kg	5,380kg
Cage complete	7,145kg
C/W complete	10,751kg
Extra heavy load	12,000kg
Static rope tension	24,525kg	16,131kg
(ロープ静張力)	S1	S2

Rope safety factor

(ロープ安全率)

$$F1 = 2 \times 86,700 / 24,525 = 7.07 > 7$$

2) Rope tension ratio and rope slip limitation

(ロープ張力比)

(ロープスリップ限界)

$$S1 / S2 = 24,525 / 16,131 = 1.520$$

$$\text{rope slip limit } 0.7e^{\mu\alpha} = 0.7e^{0.25\pi} = 1.535$$

μ : ライニング摩擦係数

α : ロープ巻付角 (180°)

3) Unbalance load and Motor output : L

(不平衡荷重とモーター出力)

$$U = S1 - S2 = 24,525 - 16,131 = 8,394 \text{ kg}$$

$$L = U \times V / (102 \times C)$$

C = empirical coefficient of system = 0.73

(経験による係数)

$$L = 8,394 \times 2.5 / (102 \times 0.73) = 282 \text{ kW} < 305 \text{ kW}$$

付属資料4

CALCULATIONS

in case of empty cage and C/W

(空ケージの場合)

1) Static rope tension and Rope safety factor

	Cage track	C/W track
Rope	5,380kg	5,380kg
Cage complete	7,145kg
C/W complete	10,751kg
Load in cage	0kg
Static rope tension	12,525kg	16,131kg
	(S1)	(S2)

Rope safety factor

$$F1 = 2 \times 86,700 / 16,131 = 10.74 > 8$$

2) Rope tension ratio and rope slip limitation

$$S2 / S1 = 16,131 / 12,525 = 1.287$$

rope slip limit 1.535

3) Unbalance load and Motor output: L

$$U = S1 - S2 = 16,131 - 12,525 = 3,606 \text{kg}$$

$$L = U \times V / (102 \times C)$$

C = empirical coefficient of system = 0.73

$$L = 3,606 \times 6 / (102 \times 0.73) = 290 \text{kW} < 305 \text{kW}$$

付属資料5

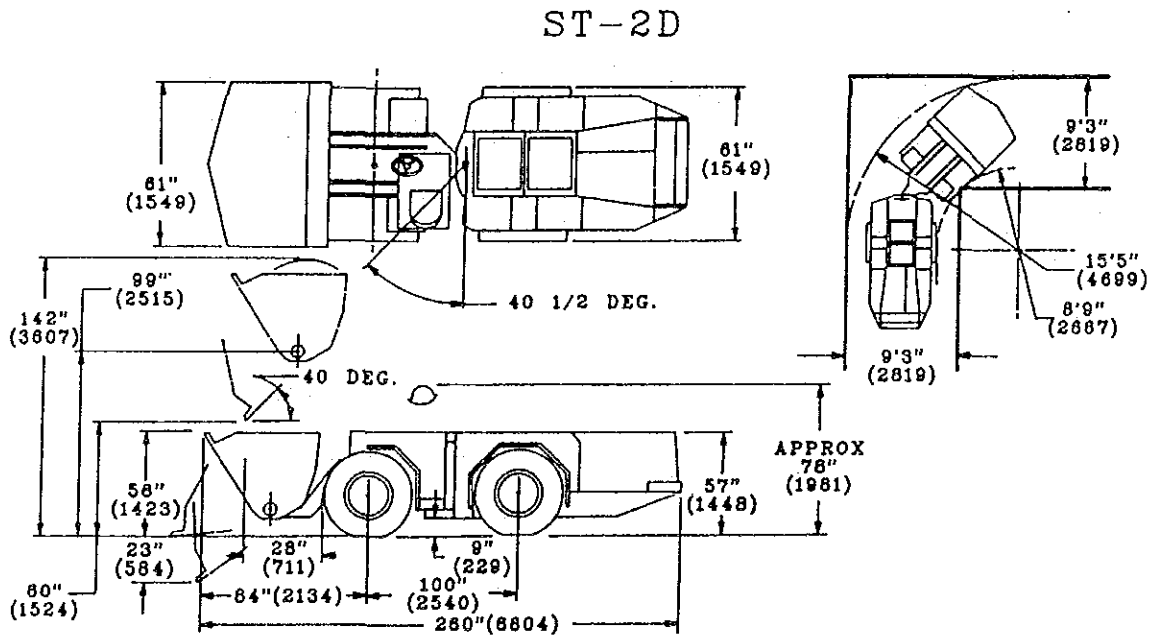
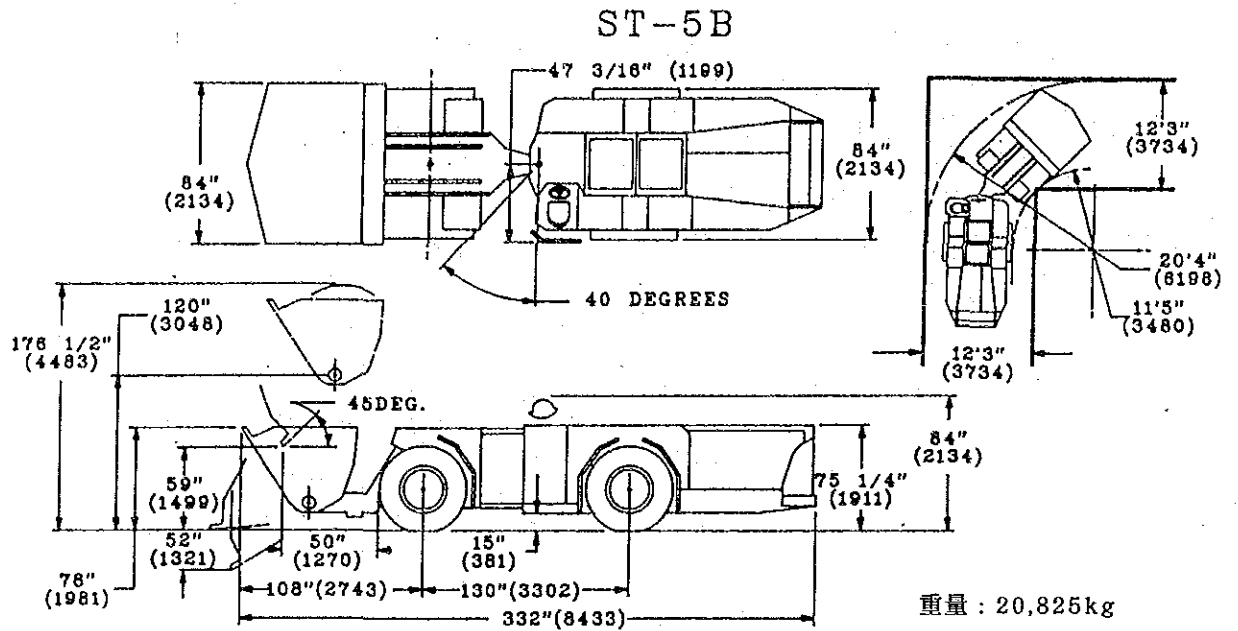
PACIFICATION OF ROPE

(ロープ仕様)

1. PURPOSE	FOR MINE HOISTING (VERTICAL SHAFT)
(目的)	(鉱山立坑用)
2. STANDARD	JIS G3525, TEISAN/Osaka catalogue
	(日本 JIS 規格及び帝産カタログによる。)
3. DESIGNATION	6 X S (19) Seal with formed outerwire
(呼称)	(シールタイプ, 異形線)
4. CONSTRUCTION	6 (9+9+1)
(構成)	
5. TYPE OF CORE	FIBRE
(ロープ芯)	(繊維)
6. LAY	LANGES-LAY, RIGHT-HAND AND LEFT-HAND
(撚り)	ラング撚り
7. SURFACE FINISH OF WIRE	GALVANIZED
(表面処理)	メッキ
8. TENSILE GRADE OF WIRE	180KGF/mm ²
(素線強度)	
9. NOMINAL DIAMETER OF ROPE (ロープ径)	36mm
10. MINIMUM BREAKING LOAD (切断荷重)	86,770KGF
11. WEIGHT PER METER (m 当り重量)	5.38KGF/m
12. DIAMETER OF OUTER WIRE (上層素線径)	2.90mm
13. METALLIC AREA OF ROPE (素線の金属部断面積)	588mm ²

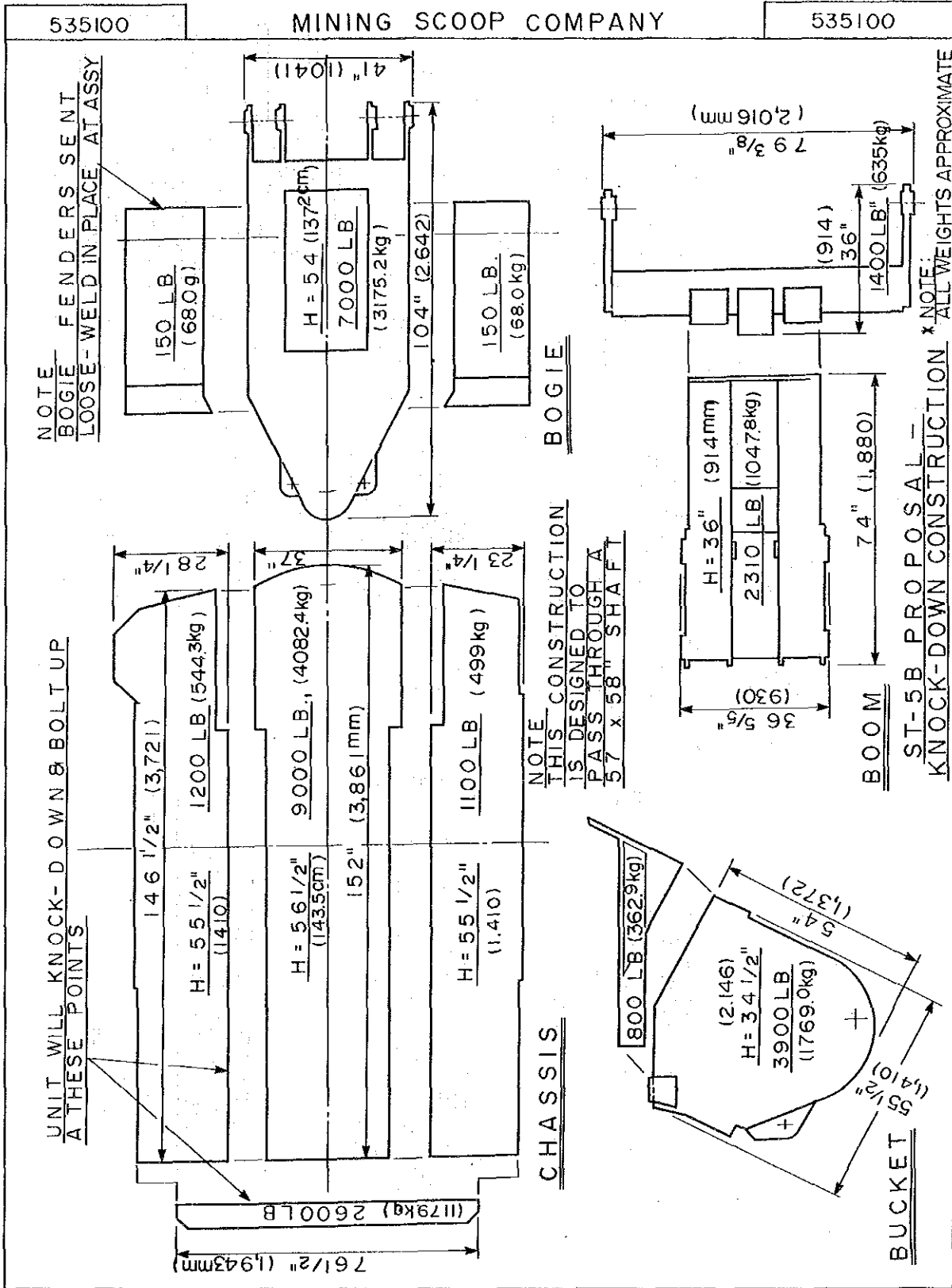
14. LENGTH OF ROPE	600m
(ロープ長)	
15. NUMBER OF ROPE	2 (1PCS LEFT, 1PCS RIGHT)
(ロープ本数)	
16. SPECIAL REQUIREMENT	PRE-TENSIONED
(特殊加工条件)	プリテンション
17. SURFACE DRESSING	TEISAN SA-5…商品名
(LUBRICANT) (ロープ油)	

付属資料 6



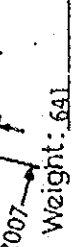
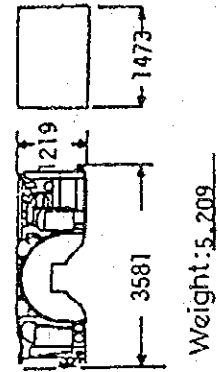
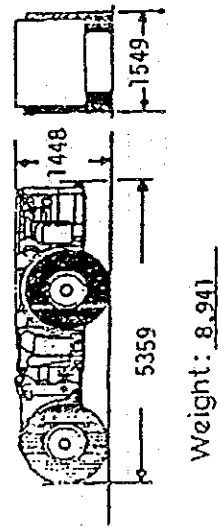
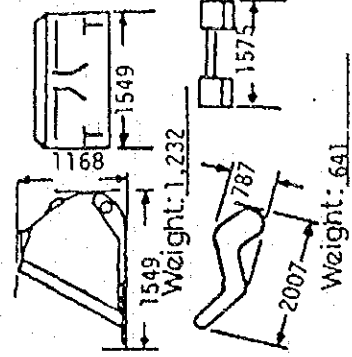
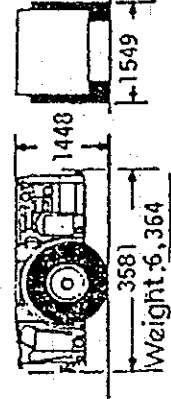
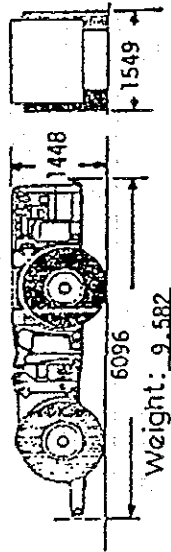
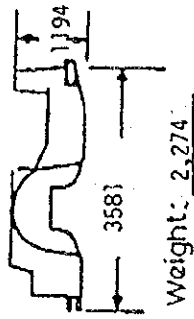
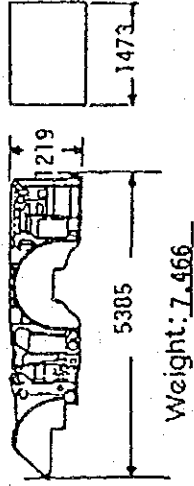
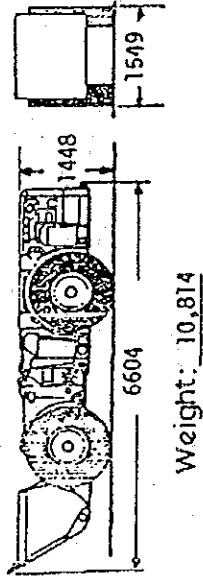
NOTES:

- 1) MEASUREMENTS INSIDE PARENTHESES () ARE LISTED IN MILLIMETERS
- 2) OPERATORS HEIGHT ADJUSTABLE DEPENDING UPON APPLICATION



VEHICLE MODEL: ST-2D

METRIC
Dimension in Millimeters
Weights in Kg.



(5) 中国側基本建設坑道計画におけるその他の提言

(a) 問題点

(i) -340mLでは、付井向、及び主井向坑道を計画している。

この目的は、付井からの入気の確保と、人員・資機材の円滑な輸送、又主井向は、充填坑道としての目的を持つ。

(ii) -400mL以下の鉱石採掘のために、将来、付井を-720mLまで延長することを計画している。この目的もまた、付井からの入気の確保、人員、資機材の円滑な輸送にある。

(b) -280mL~-400mL及び-400mL~-580mL間の基幹斜坑が、上記付井の目的を代替できると考える。もちろん、局部扇風機の設置、分量門及び通気立坑開さく等により、各レベルへの必要通気量分配、及び坑内ジープ、資機材用トラック等の配置による人員・資機材輸送の効率化をはかることが前提条件となるが、付井延長、付井向坑道の開さくを削減できれば、大巾な経費節減となる。

(c) 削減できる作業量

第18表 工事削減量

	水平m	立坑 m	計 m	記 事
-340mL	850		850	付井向,主井向
-460 "	550		550	付井向
-520 "	700		700	"
-580 "	50		50	" (主井坑道からの分岐)
付井		300	300	付井延長
計	2,150	300	2,450 m	

(d) 栃洞鉱山(神岡鉱業(株))では、トラックレスマイニング方式採用以前は、ケージ立坑によるサービスを行っていたが、トラックレス化が進むにつれて、その機能を斜坑が代替し、現在は、ほとんどのケージ立坑を廃止している。

2-3 採鉱法に関する技術的提言

2-3-1 V.C.R法における空洞と鉱柱（及び人工柱）の安定性に関する検討

鉱画や鉱柱の設計を行うには、鉱床の形態などを考慮するとともに、力学的にこれらが安定するかどうかを検討して決定されなければならない。

現在、中国側で計画されているV.C.R法では、基本的には採掘跡空洞の安定性を無支保で維持できることが必要であり、このためには鉱画の巾、高さ、長さ及び鉱柱の厚さをどのように選ぶかが問題となる。従来、これらの値は、経験的に決められることが多かったが、最近、岩石力学的検討に基づいて合理的に決定する方法が開発されている。

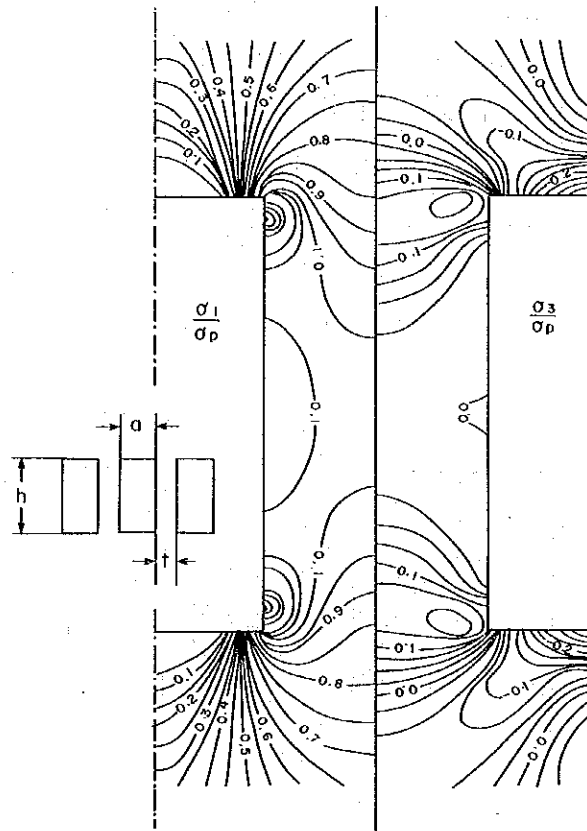
(1) その方法は、初期地圧（地圧の方向、大きさ）岩盤の力学的性質（応力－ひずみ関係、強度や変形の異方性、すべり面などによる不連続性）及び地質構造（地層構成、断層・破碎帯等の位置と傾斜）等を把握してモデル化し、有限要素法等による安定解析を行い設計指針を見出すものである。さらに、開さく段階において、計測を実施しながら、解析値と計測値を比較検討・修正し、最終的な設計指針を決定する方法である。

(2) 鉱画や鉱柱の安全設計には、上記(1)の方法が信頼性の面からも最も望ましいが、時間と経費がかかるので、一般的な方法として、下記の考察に基づいて検討される簡便法を述べる。

(a) いま、鉱画の巾 a 、奥行 b 、高さ h の空洞が、鉱柱厚さ t をはさんで n 個並んでいる場合を考える。

第16図は、 $a/t=1$ 、 $h/t=2$ の場合に垂直地圧 P_v のみが作用したときの空洞周辺の最大主応力 σ_1 と最小主応力 σ_3 の大きさをピラー内の受持ち平均応力 σ_p を基準として示したものであるが、空洞の天井及び床面に引張域が生じ、鉱柱つけ根付近に大きな応力集中が生じることがわかる。

第16図 鉋柱とその周辺に生じる最大主応力 σ_1 と最小主応力 σ_3 の分布 (Hoekによる)。(地圧は垂直地圧 P_ν のみ、 $a/t=1$ 、 $h/t=2$ 、 $\sigma_p = (a+t)P_\nu/t$)



(b) 鉋画の大きさ、 a 、 b を決定する場合、空洞の天井に生じる引張域が問題となるが、これは横方向地圧 P_h の存在によって容易に消滅するものであり、大きな破壊域に拡大することは、比較的少ないと考えられる。むしろ鉋柱つけ根付近からの破壊に注目すべきであろう。この検討には、スパンを a (ただし $a < b$)とする固定梁の理論が適用される場合が多い。一般に仮想梁の厚さ d と作用する荷重は天盤のゆるみ域を想定して、その厚さと自重から算定するのが妥当であると思われる。

いま、荷重を等分布荷重 q とすれば、鉋柱つけ根付近での最大引張力 T と平均せん断力 S は、次のようになる。

$$T = qa^2 / 2d \dots\dots (1)$$

$$S = qa / 2d \dots\dots (2)$$

(c) 鉋柱については、つけ根付近の応力集中は、このコーナー部に適当な丸味をつけることによって低減することができる。したがって鉋柱厚さ t については、鉋柱内の次のように表わされる平均垂直応力 σ_m を考慮して決定される。

$$\sigma_m = K_\nu \cdot Kb \cdot (a+t) / t \cdot P_\nu \dots\dots (3)$$

ここで係数 K_v は、第19表に示すように、空洞数と鈹柱の位置によって決まるものであり、係数 K_b は、第17図に示すように、奥行 b に対する補正である。これらの係数を1と見積れば、安全側にある。又、弾性論的には、地盤が半無限等方性弾性体と仮定すれば、鉛直方向応力は、地盤の体積重量 γ 及び地表からの深度 H によって与えられるので、(3)式は、次式で表わされる。

$$\sigma_m = K_v \cdot K_b \cdot \gamma \cdot H \cdot (a+t) / t \quad \dots (4)$$

ここで、 σ_m : 鈹柱の受け持つ鉛直方向応力

K_v : 空洞数と鈹柱位置に関する係数 ……第19表

K_b : 空洞奥行 b に関する係数 ……第17図

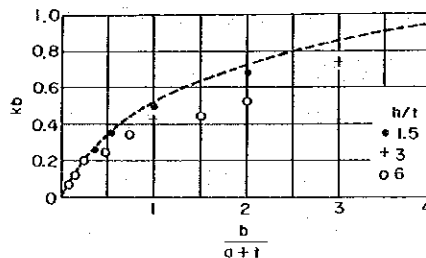
H : 空洞の天盤から地表までの垂直高さ

γ : 空洞のかぶり岩盤の平均比重量

第19表 係数 K_v の値

a/t	h/t	n=1	n=3		n=5			n=∞
			E	C	E	S	C	
2	2	0.76	0.87	0.90	0.87	0.92	0.93	1.00
	4	0.67	0.77	0.80	0.80	0.85	0.87	1.00
	6	0.53	0.70	0.73	0.77	0.83	0.83	1.00
3	2	0.74	0.82	0.85	0.88	0.85	0.88	1.00
	4	0.63	0.73	0.76	0.77	0.80	0.83	1.00
	6	0.51	0.67	0.71	0.71	0.76	0.77	1.00

ここに、E: 端の鈹柱, C: 中央の鈹柱, S: 端から2番めの鈹柱



第17図 修正係数 K_b と $b/(a+t)$ との関係

(d) 安全率についての検討

地山主応力方向が鉛直から傾いている場合があることや、節理や亀裂を持ち、しかも周囲を発破することによって作られる実際の鈹柱の強度は、試験片の一軸圧縮強度より、大巾に小さくなることを考慮しなければならない。

過去に建設された20数ヶ所の地下発電所の計測結果では、第18図及び第19図に示すように、地山強度比※が2以下の地点のトンネル空洞の安定性は低く、2を超えて大きくなるに従い、トンネル空洞の安定性が増すという事実がある。従って、

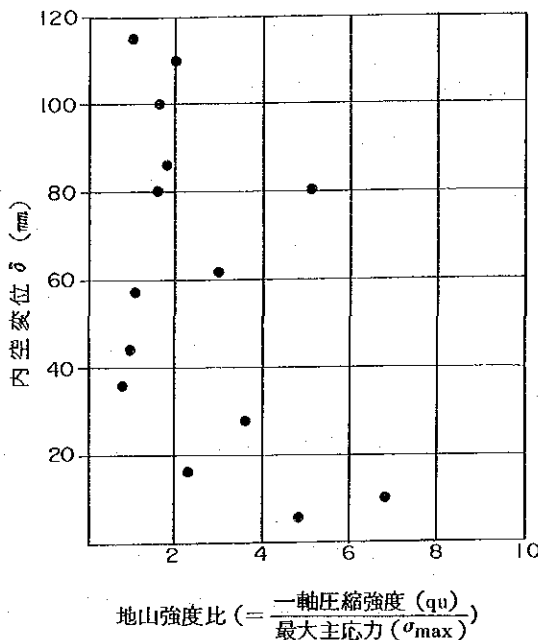
鉱柱の安全率を考えるには、一般的に、

$$(0.5 \sim 0.8) \cdot S_c + \sigma_m > 3 \quad \text{と考えられている。}$$

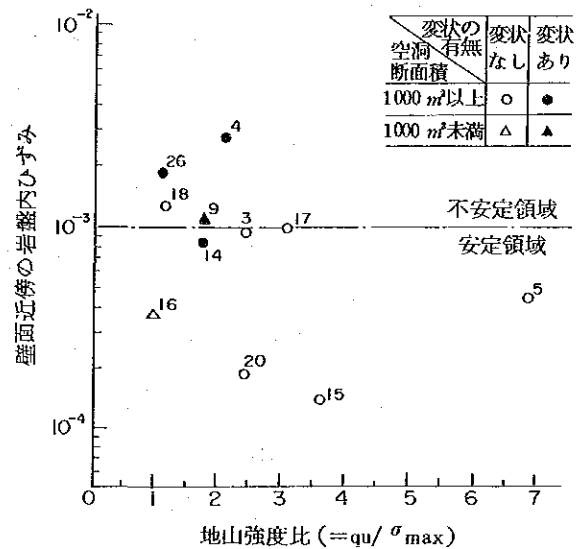
S_c : 試験片によるその地点の岩石の一軸圧縮強度

σ_m : 鉱柱の受け持つ鉛直方向応力

※ 地山強度比 = (その地点の岩石の一軸圧縮強度 (S_c)) / (岩盤の単位体積重量 (γ) × 地山被り (H))



第18図 地山強度比と内空変移との関係



第19図 壁面近傍の岩盤内ひずみと地山強度比との関係

(3) 中国側計画によるV.C.R切羽のピラーの安全性を、簡便法(2)により、試算する。

(a) : ピラーが鉱柱の場合(一次採掘)

(i) 鉱柱が受け持つ鉛直方向応力 σ_m の算定

$$\sigma_m = K_v \cdot K_b \cdot \gamma \cdot H \cdot (a + t) / t \quad \dots \dots (4)$$

ここで、 K_v : 第16図空洞数と鉱柱の位置係数 = 1 とする。(安全側)

K_b : 第17図により 0.7 ($b / (a + t) = 50 / (15 + 15) = 1.7$)

H : 地表(35M) ~ 空洞天盤(-280mL) 垂直高さ = 315m

γ : 比重量 2.97 (-280mL ~ -220mL 鉱石平均 3.93, -220mL ~ 地表 閃緑岩 2.74)

t : 鉱柱巾 15m

a : 空洞巾 15m

b : 空洞奥行 50m

$$\begin{aligned}\sigma_m &= 1 \times 0.7 \times 2.97 \text{ g/cm}^3 \times 315 \times 10^2 \text{ cm} \times \\ &\quad (15\text{m} + 15\text{m}) / 15\text{m} \\ &= 131.0 \text{ kg/cm}^2\end{aligned}$$

(ii) 安全率の検討

中国側提供資料では、鉱石試験片一軸圧縮強度 S_c (いずれも安全側の水飽和) の平均は、磁鉄鉱 $1,674 \text{ kg/cm}^2$ 、含銅磁鉄鉱 $1,713 \text{ kg/cm}^2$ 、スカルン銅鉱 $1,223 \text{ kg/cm}^2$ となっている。ここで S_c を安全側の $1,223 \text{ kg/cm}^2$ 、鉱柱強度を $0.5S_c$ とすれば、安全率は、以下ようになる。

$$1,223 \text{ kg/cm}^2 \times 0.5 \div 131.0 \text{ kg/cm}^2 = 4.7 > 3$$

(b) : ピラーがセメントモルタルの人工ピラーの場合 (二次採掘)

二次採掘の場合、一次採掘跡に充填したセメントモルタルが人工ピラーとなるが、この場合にもセメントモルタル試験片の圧縮強度試験を行ない、人工ピラー強度の安全率を試算してみる必要がある。セメントモルタルによるピラーは、均質であり、亀裂等の弱線は少ないと考えられるので、 $0.5S_c$ も大きくとることもできるし、安全率を3以下にすることも考えられる。

今、ピラー強度を $0.8S_c$ 、安全率を2とした場合のセメントモルタル試験片の必要圧縮強度 S_c は、

$$S_c = 131 \text{ kg/cm}^2 \times 2 \div 0.8 = 327.5 \text{ kg/cm}^2 \text{ となる。}$$

(c) : 中国側では、一次採掘巾を15m、二次採掘巾を30mとしたい意向を持っているがその場合のピラーの受け持つ鉛直方向応力 σ_m は、 196.5 kg/cm^2 ※1となる。セメントモルタルピラーでは、ピラー強度を、 $0.8S_c$ 、安全率を2とした場合のセメントモルタル必要圧縮強度は、 491.3 kg/cm^2 ※2となり、無理と考えられる。

$$\begin{aligned}\text{※1 : } \sigma_m &= 1 \times 0.7 \times 2.97 \text{ g/cm}^3 \times 315 \times 10^2 \text{ cm} \times (15\text{m} + 30\text{m}) \\ &\quad / 15\text{m} = 196.5 \text{ kg/cm}^2\end{aligned}$$

$$\text{※2 : } S_c = 196.5 \text{ kg/cm}^2 \times 2 \div 0.8 = 491.3 \text{ kg/cm}^2$$

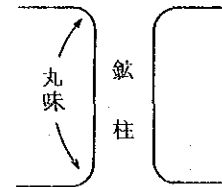
(4) ピラー設計における留意点

(a) ピラーが鉱柱の場合、(3) - (a) 試算では、安全率が3以上を達成しているので、一応安全といえるが、中国側が実施したスカルン銅鉱試験片のうち、1個だけが $S_c = 501 \text{ kg/cm}^2$ であり、この場合の安全率は、1.9となり安全ではない。 $(501 \text{ kg/cm}^2 \times 0.5 \div 131 \text{ kg/cm}^2)$

(b) 中国側では、切羽高さ $h = 120\text{m}$ ($-400\text{mL} \sim -280\text{mL}$ 間を無充填で採掘) としたい考えである。上記算式では、 h が大きい場合の影響がほとんど考慮がされていないが、実際には鉱柱の露出面積が大きくなれば、岩石の節理及び亀裂等の弱線が多く露呈されて鉱柱強度が弱くなり破壊されやすい。

又、鉛直方向応力に傾きがあれば、せん断応力がはたらき、更に破壊は促進されるものと考えられる。従って最初は、60m間（-400mL～-340mL）の採掘を進めた後鉱柱の状態を監視し、異常があれば、一旦採掘を中止して急速充填し、その後、-340mL～-280mL間の採掘を進める等の計画変更も必要であろう。

- (c) 第16図に示したように、鉱柱のつけ根付近に応力の集中があるが、右図のように鉱柱のコーナーに適当な丸味をつけることによって応力集中を低減することができる。



- (d) セメントモルタルピラーの場合、セメントモルタルの圧縮強度がどの程度になるかが問題であるが、精密探鉱立坑巻立工事におけるコンクリート圧縮強度は低く、ほとんどの場合、28日経過で、 $200\text{kg}/\text{cm}^2$ 程度の実績となっている。(3) - (b) で試算した圧縮強度 $327.5\text{kg}/\text{cm}^2$ を確保するためには、材料の品質（セメント、骨材）、配合（骨材粒度、セメント骨材混合割合、水セメント比）等を考慮する必要がある。（JIS規格コンクリート強度は、普通ポルトランドセメント28日経過後 $300\text{kg}/\text{cm}^2$ 以上）

更には、セメントモルタルピラー厚さを大きくする（一次採掘巾大）等の検討も必要であろう。（ $t=30\text{m}$ 、 $a=15\text{m}$ の場合、セメントモルタル必要圧縮強度 $S_c=245.5\text{kg}/\text{cm}^2$ ）

- (e) -400mL以下の採掘については、地山被り（H）が大きくなり、鉛直方向応力も大きくなるので、鉱画及びピラー厚さについても再検討する必要があると考える。実際と計算は異なる場合が多いし、安全率の設定についても問題がある。従って、採掘を進めながら、ピラーにかかる応力の状況を見きわめ、その結果を次の段階に適用すべきであろう。

(5) 採掘にともなう岩盤挙動監視と保安

- (a) 鉱柱内及び空洞天盤部に岩盤変位計（ひずみ計）を埋設し、その変位量を解析することによって、鉱柱の破壊や空洞天盤の崩壊等を事前に察知し、急速充填等の対策を講じ、安全を期することが、重要である。

- (b) 弾性波速度及び波長（波形）を測定することによって、岩盤のゆるみの変化を知る方法も行われている。

- (6) 日本の主要鉱山におけるピラーの設置状況及び、簡便法（2）によるピラーの安全率を第20表及び第21表に示す。

第20表 垂直鉋柱の安全率調査結果 (帯状鉋柱)

鉋山	鉋種	鉋体	切羽幅 a (m)	鉋柱幅 l (m)	鉋柱高 h (m)	鉋柱奥 行 b (m)	鉋柱数 n	地表面 深さ Z (m)	比重量 (t/m ³)	K _v	K _b	$\frac{\sigma}{Sc}$ (kg/cm ²)	圧縮強度 Sc (kg/cm ²)	安全率		
														0.5 Sc	0.65Sc	0.8 Sc
神岡	鉛・亜鉛	新洞	20	10	30	60	5	170	2.7	0.90	0.70	86.8	960	5.5	7.1	8.8
			25	5	34	60	8	110	2.7	0.80	0.70	99.8	960	4.8	6.2	7.6
			70	20	100	60	1	210	2.7	0.55	0.38	53.3	960	8.9	12	14
釜石	鉄・銅	大峰山	40	40	60	75	5	280	3.4	0.98	0.48	90.1	1500	8.3	11	13
			45	20	53	65	5	400	3.1	0.91	0.50	131	1500	4.9	5.4	6.6
			44	16	60	20	5	260	3.1	0.84	0.22	54.1	1500	14	18	22
			25	20	50	50	5	135	3.4	0.98	0.52	52.0	1500	15	19	23
荒田 徳野ベツ 白老	酸化鉄 硫黄 硫黄		10	5	27	35	5	90	2.5	0.84	0.74	42.0	1130	13	18	21
			8	4	35	50	5	85	2.5	0.80	0.90	45.9	390	4.2	5.5	6.7
			10	5	30	40	5	90	2.5	0.83	0.78	43.7	730	8.4	11	13
八重	銅・鉄	第2鉋体	40	10	30	30	6	120	2.6	0.81	0.38	44.9	1080	12	16	19
			40	10	30	50	5	140	2.6	0.81	0.50	73.7	1080	7.2	9.5	12
播原	酸化鉄	下鉋体	20	20	60	150	8	330	2.7	0.94	0.84	141	1150	4.1	5.3	6.5
			10	10	60	200	6	370	2.7	0.89	1.0	178	1150	3.2	4.2	5.2
八重 水川 水川 大叶 井倉	石灰岩	戸望 油面 大叶 大山	20	20	100	100	5	260	2.6	0.90	0.76	92.5	810	4.4	5.7	7.0
			20	30	100	100	5	150	2.7	0.96	0.7	45.5	800	8.8	11	14
			15	15	100	100	5	150	2.7	0.89	0.84	60.5	800	6.6	8.6	11
			30	25	100	100	5	195	2.7	0.88	0.67	68.3	970	7.1	9.2	11
井倉			25	10	20	100	5	100	2.7	0.80	0.80	60.0	1190	9.9	13	16

第21表 垂直鉋柱の安全率調査結果 (柱状鉋柱)

鉋山	鉋種	鉋体	切羽幅 A (m)	鉋柱幅 A' (m)	鉋柱高 h (m)	鉋柱数 n	比重量 (t/m ³)	地表面 深さ Z (m)	$\frac{\sigma}{Sc}$	圧縮強度 Sc (kg/cm ²)	安全率			
											0.5 Sc	0.65Sc	0.8 Sc	
河山	磁鉄 鉄鉋	A地区	8730	804	15	> 5	2.8	160	486	1630	1.7	2.2	2.7	
			B地区	7850	1206	10	> 5	2.8	170	310	1310	2.1	2.7	3.4
			C地区	7850	1303	8	> 5	2.8	150	253	1630	3.2	4.2	5.1
赤谷	鉄・銅	450 mL	3411	315	10	12	2.6	120	337	1160	1.72	2.24	2.75	
			350 mL	2542	360	10	9	2.6	110	202	1160	2.87	2.73	4.59
播原	酸化鉄	第2鉋体	6700	1065	35	5	2.7	75	127	1150	4.65	5.91	7.27	
			第3鉋体	4581	785	35	4	2.7	110	173	1150	3.33	4.33	5.33
会沢	ドロ		500	100	6	10	2.7	84	135	1100	4.07	5.30	6.52	

2-3-2 V.C.R法における採掘レベル間隔について

(1) 中国側計画では、第11図に示すように、-400mLを鉱石搬出運搬坑道、-340mL及び-280mLを穿孔レベルとし、2段階で、120m間の鉱石を採掘する方針である。(レベル間隔60m)

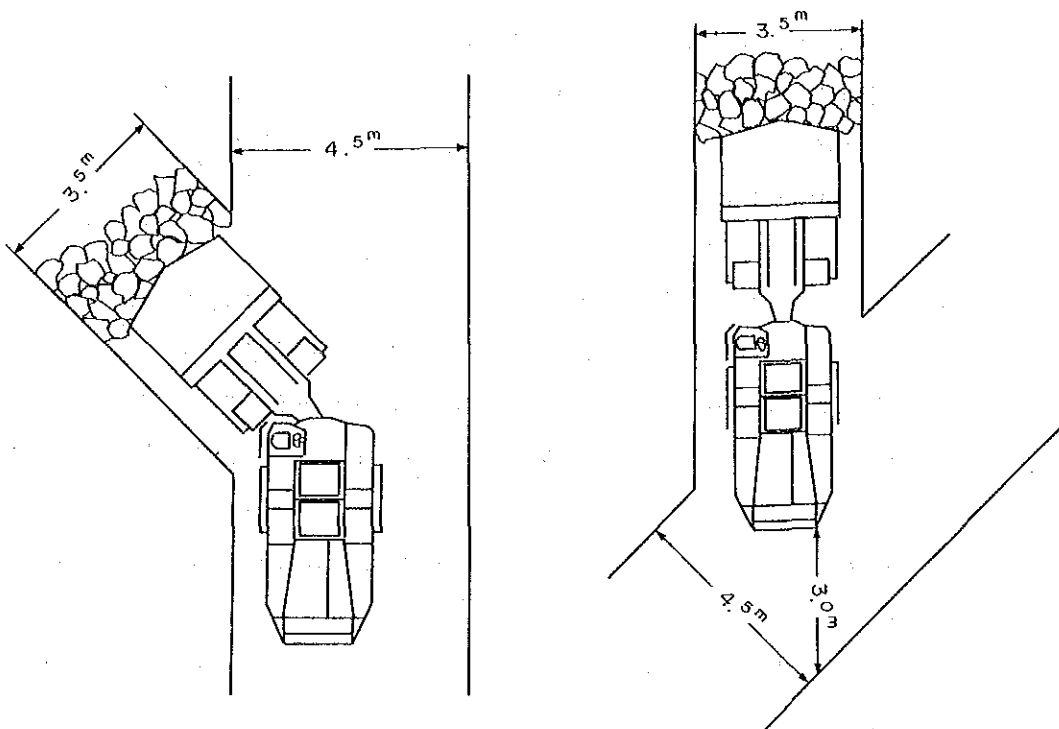
(2) 問題点

- (a) 採掘対象となる1号鉱体は、鉱床断面(第5線~第10線)からもわかるように、上・下盤の膨縮がかなり激しい。従って穿孔レベル間隔60mにて採掘する場合、可採率に重点を置けば、研混入率が増え、研混入率を小さくするためには、可採率を犠牲にしなければならないというジレンマがある。(中国側計画では、可採率85%、研混入率15%)
- (b) 発破孔160mmφに装填し発破する場合、鉱柱に与える影響が大きいと考えられる。
- (c) 最小抵抗線3m×孔間隔3.5~4mの発破では、塊鉱が多く出て、二次破碎及び坑内破碎の負担増が心配される。
- (d) 採掘中にピラー及び空洞天盤等に異常が発生したとき、急速充填等の安全対策に時間がかかる。
- (e) 以上の問題点を軽減するために、レベル間隔20m~30m程度とすることを提言する。

ただし、この計画変更によって穿孔レベル開さく量増(900m/レベル×2~3レベル)、及び採鉱能率の低下(ただし小型機械を多数導入することによって、採掘量は確保できる。)となり、原鉱石トン当りのコストは、高くなるが、研混入率が小さくなり、出鉱品位が高くなって金属量トン当りのコストは、低減すると考えられる。

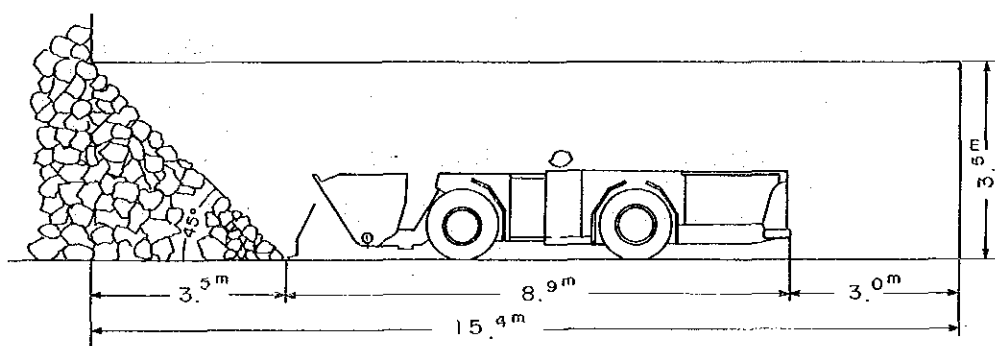
2-3-3 V.C.R法における抽出口の設計について

- (1) 中国側抽出口設計は、第11図(の左下)に示す通りであるが、運搬機として、ST-5Bを使用する場合、ST-5Bの可動範囲に問題があるため、第20図のような状態で作業しなければならない。この状態で鉱石を引出せば、機械のヒンジ部に無理がかかり、故障頻度が多くなるし、非常時のとっさの対応も遅れ、保安上問題がある。
- (2) 第11図(の右下)改善計画に示すような抽出口にすれば、可動空間に余裕ができ、第21-1図に示すような状態で、ST-5Bを運転することが出来る。
- (3) 改善計画における一次採掘の鉱石抽出レベルを-400mL以上にしたのは、抽出口からの流入水排水対策のためである。



第20図 使用方法不良（平面）

第21-1図 使用方法良好（平面）



第21-2図 使用方法良好（断面）

2-3-4 水平上向充填採鉱法における充填と切羽出鉱能力

- (1) 中国側計画では、2号鉱体の採鉱法には、水平上向充填法（Cut&Fill法）を適用するが、緩傾斜であること（約45°）及び鉱床の膨縮が激しいこと等の2号鉱体の特性を考えれば、適当であろう。
- (2) 充填材としては、選鉱尾鉱のサンドスライムを計画しているが、サンドスライム供給可能性が少ないこと、2号鉱体付近は、含水帯であり、切羽流入水の脱水等の問題が発生し、切羽出鉱能力が低下する心配がある。

- (3) Cut&Full法は、穿孔、発破、切羽運搬、充填（又は穿孔、充填、発破、切羽運搬）のくり返しであるが、切羽面積が大きい掘場では、各作業を同時に行ない、連続出鉱することによって切羽出鉱能力を上げることができる。この場合の充填材は、研であることが必要である。
- (4) Cut&Full法による順調な出鉱のためには、安定した充填材の供給が不可欠である。当面は、サンドスライムと開さく研でまかなうにしても、将来は、Cut&Fill法の適用範囲拡大も考え合せて、充填材用採石（土）場（坑外又は坑内）、研スキップ設備等も考慮すべきであろう。

2-4 坑内湧水について

- (1) 中国側実施の地表ボーリング、-280mL基本建設坑道及び精密探鉱協力事業-400mL精密探鉱の結果、石灰岩帯に多量の水が存在することが判明した。
- 中国側試算による水量は約650万 m^3 、-280mL及び-400mLの水圧測定結果から、地下水位は大体海拔0mである。
- (2) 中国側計画では、鉱床区域内のたまり水650万 m^3 をポンプアップした後、採掘を開始する計画であるが、地表の陥没が心配されている。
- ポンプアップ期間を10ヶ月とすると、15.0 m^3 /分の揚水が必要となる。
- (3) グラウティング等による止水の可能性については、鉱床と石灰岩が接する面全域（-400mL、巾1,000m×高さ420m、-220mL～-640mL）にわたってのグラウトが必要となり、時間的にも、経費的にもほとんど不可能と考えられる。
- (4) -400mL精密探鉱による坑内湧水記録を、第22図に示す。

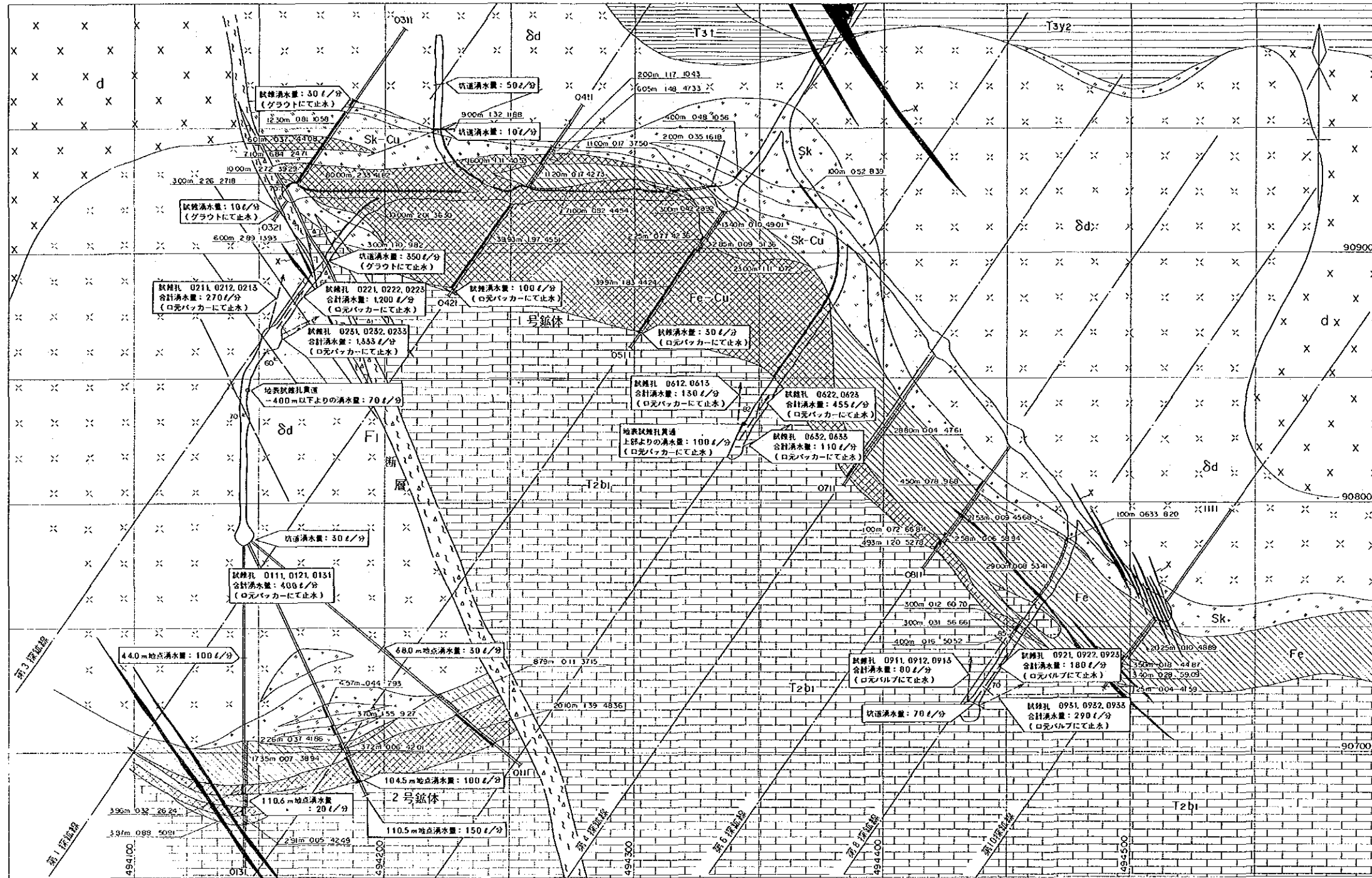
3. まとめ

以上、中国側基本構想に対する問題点の指摘及びこれに対する技術的提言を行ってきた。鉱山開発で最も大切なことは、将来を見通しての基本構想であり、中国側基本構想は、概ね妥当な計画と考える。

とくに探鉱の根幹ともいえるべきVCR切羽の鉱画とピラーの設定については、初期地圧、岩盤の性質等、岩盤の特性を十分に把握して、より合理的かつ安全な設計指針を見出すことが望ましいと考える。

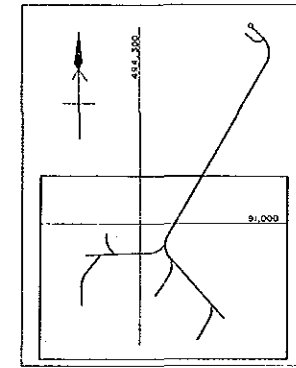
当方の提言に対し、中国側で吟味、再検討され、より合理的な開発が実施されることを望むものである。

第22図 湧水調査図



第22-1図

-400ML 湧水調査図

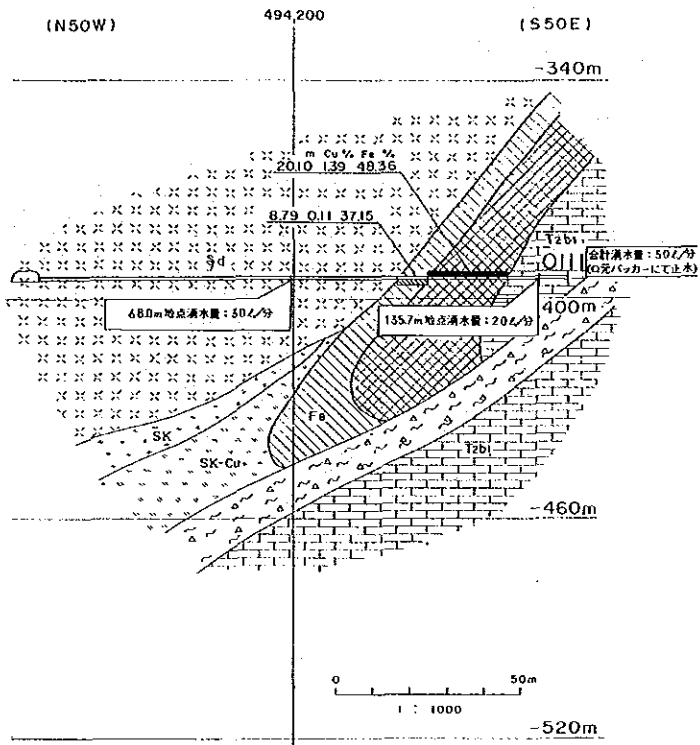


縮尺 1 : 1000

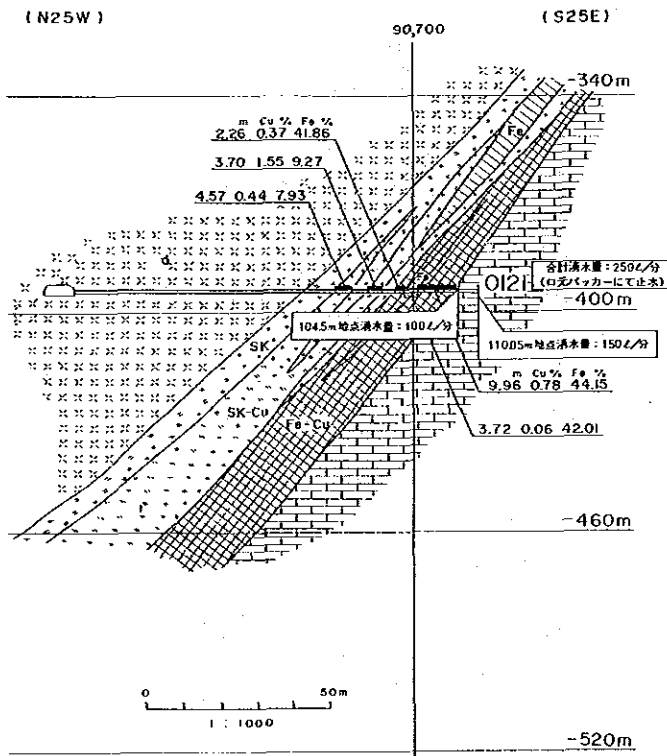
凡例

- T31 ホルンフェルス化頁岩
- T3y2 石灰質シルト岩
- Febz ドロマイト
- T2bi 結晶質石灰岩
- X X X d 閃緑岩
- δd 変質閃緑岩
- x ランプロファイアー
- x' 変質ランプロファイアー
- △ △ △ Br 角礫帯
- Sh 破砕帯
- Fe-Cu 磁鉄鉱型銅鉱
- Fe 磁鉄鉱型鉄鉱
- Sk-Cu スカルン型銅鉱
- Sk スカルン
- 層理、岩質境界線
- 断層、裂か
- 銅鉱 着鉱長 Cu% Fe%
- 鉄鉱 着鉱長 Cu% Fe%

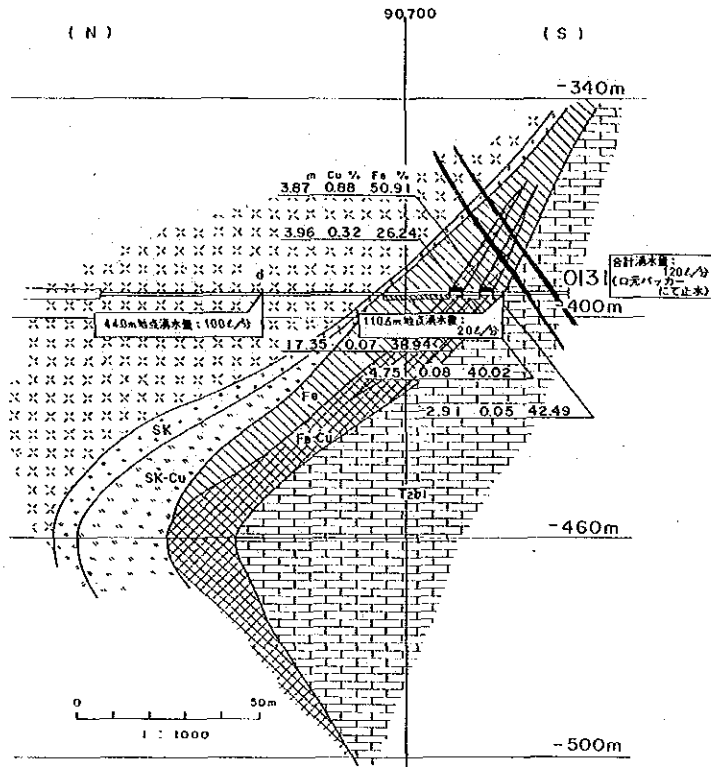
第22-2図 0111孔 断面図



第22-3図 0121孔 断面図



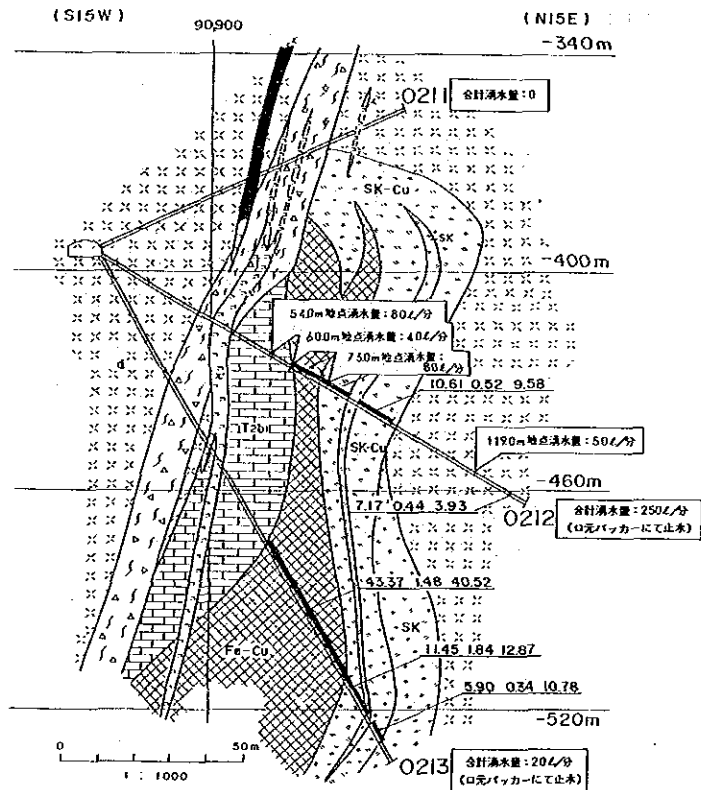
第22-4図 0131孔 断面図



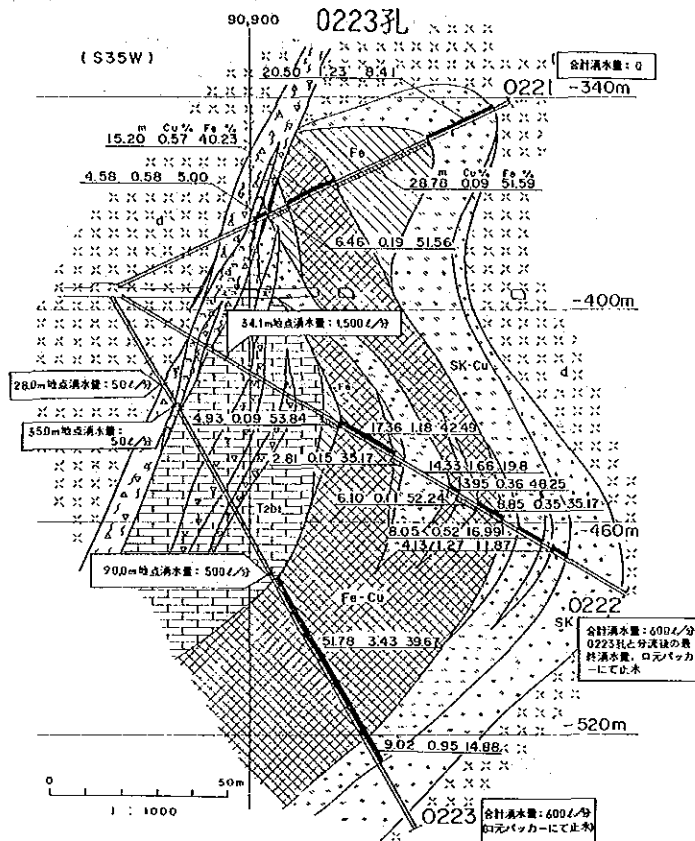
0211孔

第22-5図 0212孔 断面図

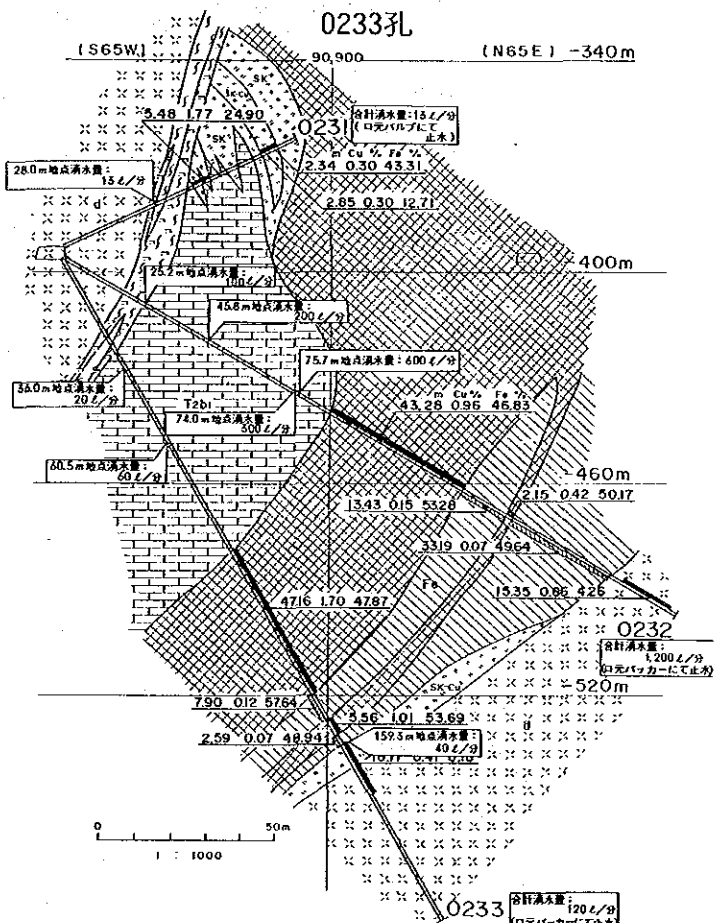
0213孔



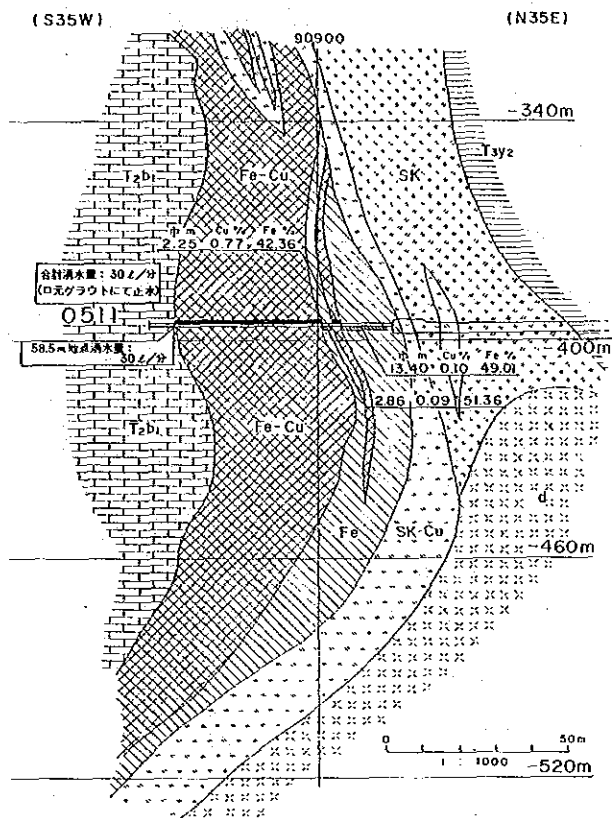
0221孔
第22-6図 0222孔 断面図



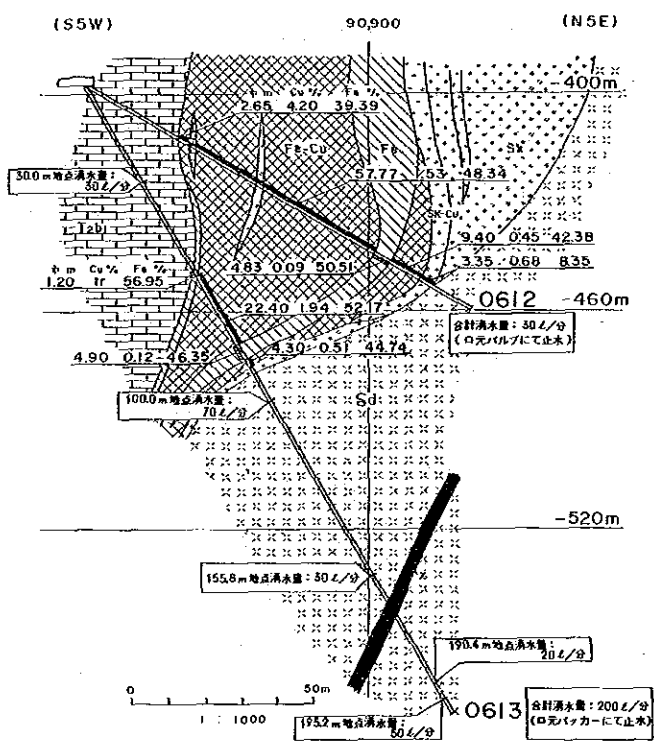
0231孔
第22-7図 0232孔 断面図



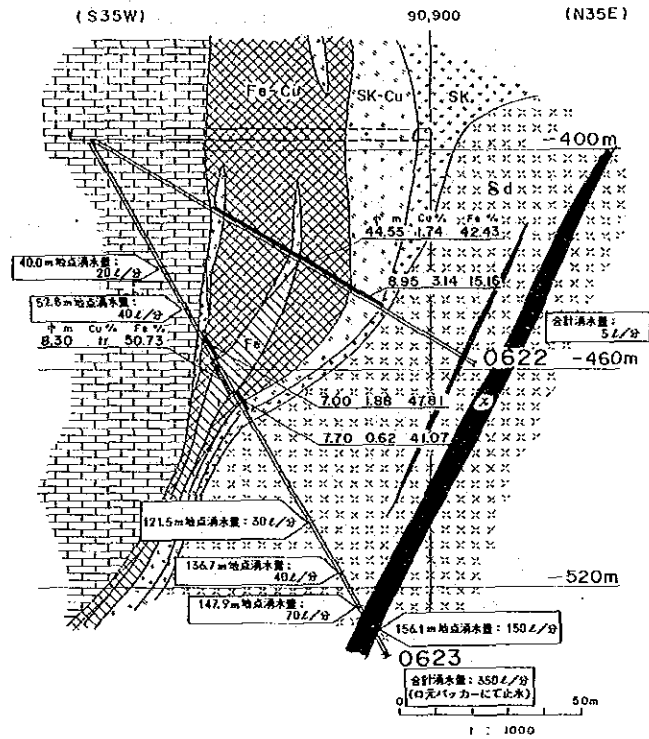
第22-10図 0511孔 断面図



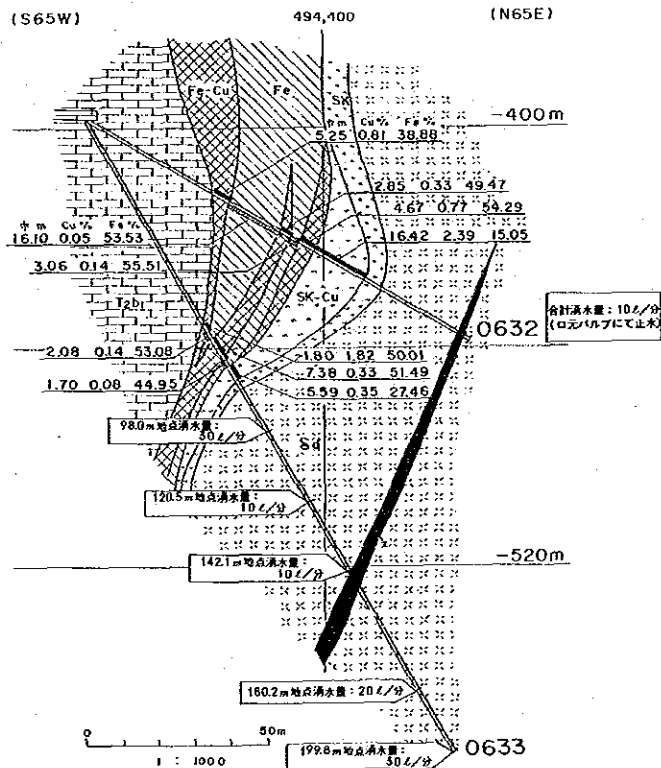
第22-11図 0612孔 断面図
0613孔



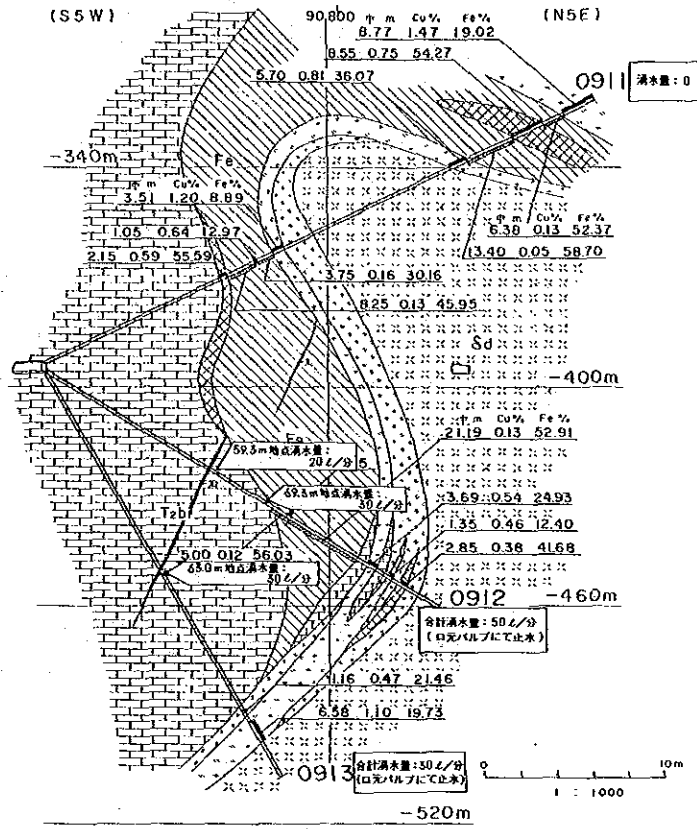
第22-12図 0622孔 断面図
0623孔



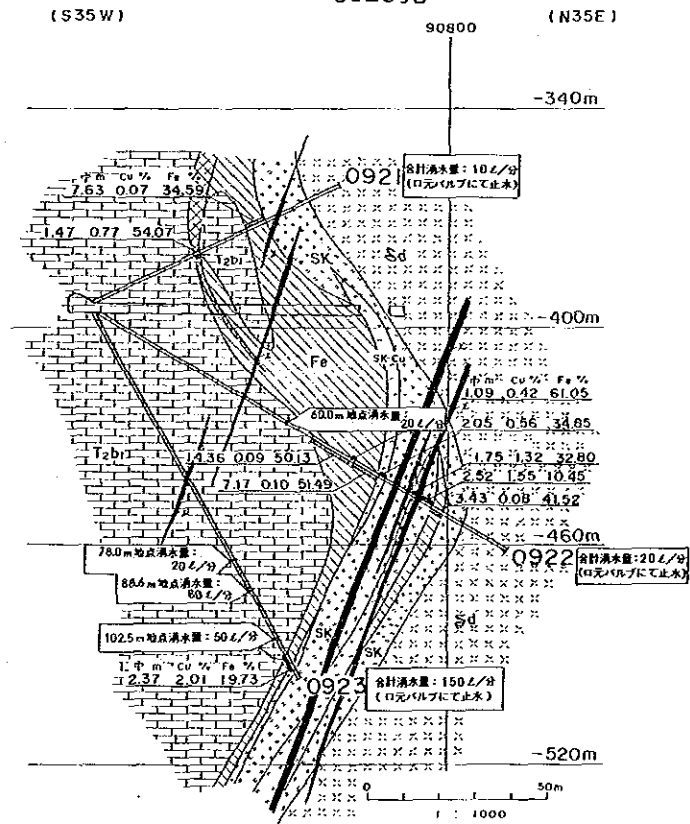
第22-13図 0632孔 断面図
0633孔



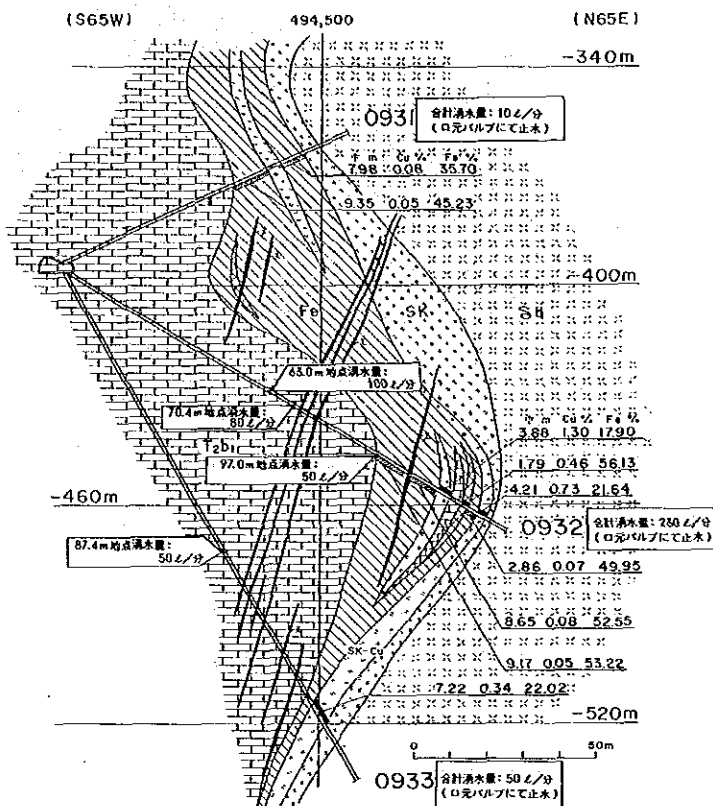
第22-14図 0911孔 断面図
0912孔
0913孔



0921孔
第22-15図 0922孔 断面図
0923孔



0931孔
 第22-16図 0932孔 断面図
 0933孔



φ油圧コーンクラッシャ（2次）で再度砕かれ、160トン鉱舎にもどる。振動篩の篩下は破碎最終産物としてベルトコンベアで摩鉱鉱舎へ運搬される。摩鉱鉱舎は計5、250トンの貯鉱量を持ち4基から成る。

1-2-2 摩 鉱

2系列で構成され、各々3,200mm φ × 4,500mm ボールミル1台及びこれと閉回路をなす1,200mm φのダブルスパイラル分級機1台からなる。摩鉱鉱舎からの鉱石は摩鉱鉱舎1基当たり4ヶ所の抜出口より搬出する構造となっており、鉱舎の有効容量を増やしている。

1-2-3 浮 選

浮選系統はセミ・バルク方式であり、銅単独浮選系と銅・硫化総合優先浮選系とからなる。銅浮選系の粗選は8m³浮選機（4m³浮選機2区で1槽をなす）1槽 × 2系列、精選は8m³浮選機1槽 × 1系列で構成され、銅の大部分はここで採取される。

銅・硫化総合浮選系の粗選は8m³浮選機13槽 × 2系列からなり、この粗選浮鉱と銅浮選系精選尾鉱は、250mm φサイクロン及びこれと閉回路をなす2,100mm φ × 3,600mm ボールミルにより再摩鉱され、総合浮選系の精選に送られる。精選は8m³浮選機2槽 × 2段 × 1系列から成る。総合浮選系精選の浮鉱は、銅・硫化分離浮選の粗選（8m³浮選機6槽 × 1系列）及び精選（8m³浮選機1槽 × 2段 × 1系列）で処理され、銅精鉱と硫化精鉱に分けられる。

1-2-4 磁 選

銅・硫化総合浮選尾鉱からドラム式磁選機により磁鉄鉱を回収する。磁選設備は粗選3台 × 2系統、精選3台 × 1系統と磁粗選精鉱を再摩鉱するボールミル1台とサイクロン5台より構成される。

脱硫浮選は磁選精鉱中の硫化物を除去するため、8m³浮選機4槽 × 1系統で実施される。

1-2-5 精鉱の脱水

銅精鉱及び硫化精鉱は各々24m φシクナーにより、鉄精鉱は18m φシクナーで濃縮される。

濃縮された精鉱は125mm φのパイプ1本により安慶市郊外の脱水場までパイプ流送され、ここで脱水される。

スラリー輸送はピグシステムで時間差輸送する。

銅精鉱及び硫化精鉱はベルトフィルター各3台により、鉄精鉱はドルコ式フィルター4台により脱水される。

脱水された精鉱はストックヤードに貯鉱され、グラブバケット及びベルトコンベアにより、精鉱運搬船に積込まれる。

1-2-6 尾鉱処理

磁選尾鉱は350mmφサイクロン2段(1段目4台, 2段目2台)で分級され、+37 μ を坑内充填用サンドとして利用し、-37 μ は53mシクナー2基で濃縮後、廃滓堆積場へパイプ流送される。

1-2-7 付帯設備

(1) 計装：サンプラーは浮選給鉱1, 浮選尾鉱2, 磁選尾鉱1, 銅精鉱1, 硫化精鉱1, 鉄精鉱1の計7台が設置される。

秤量機は摩鉱鉱舎前コンベア1台, ボールミル給鉱コンベア1台×2系統及び脱水場の精鉱搬出コンベア2台の計5台が設置される。

また、破碎工場の閉回路部に金属検出器2台及び電磁石式鉄片除去器1台が設置される。

その他特別な計装装置は用いず、できるだけ人力を使用する計画である。

(2) 試薬：浮選用試薬は、溶解室で溶解されたのち添加室に送られる。試薬は、サイホン式試薬添加器等10台で添加量を調整したのち必要個所に供給される。なお、pH調整剤としては石灰及び硫酸を使用する。石灰は塊状で受入れ、ボールミルと分級機により石灰乳として添加される。

1-2-8 その他

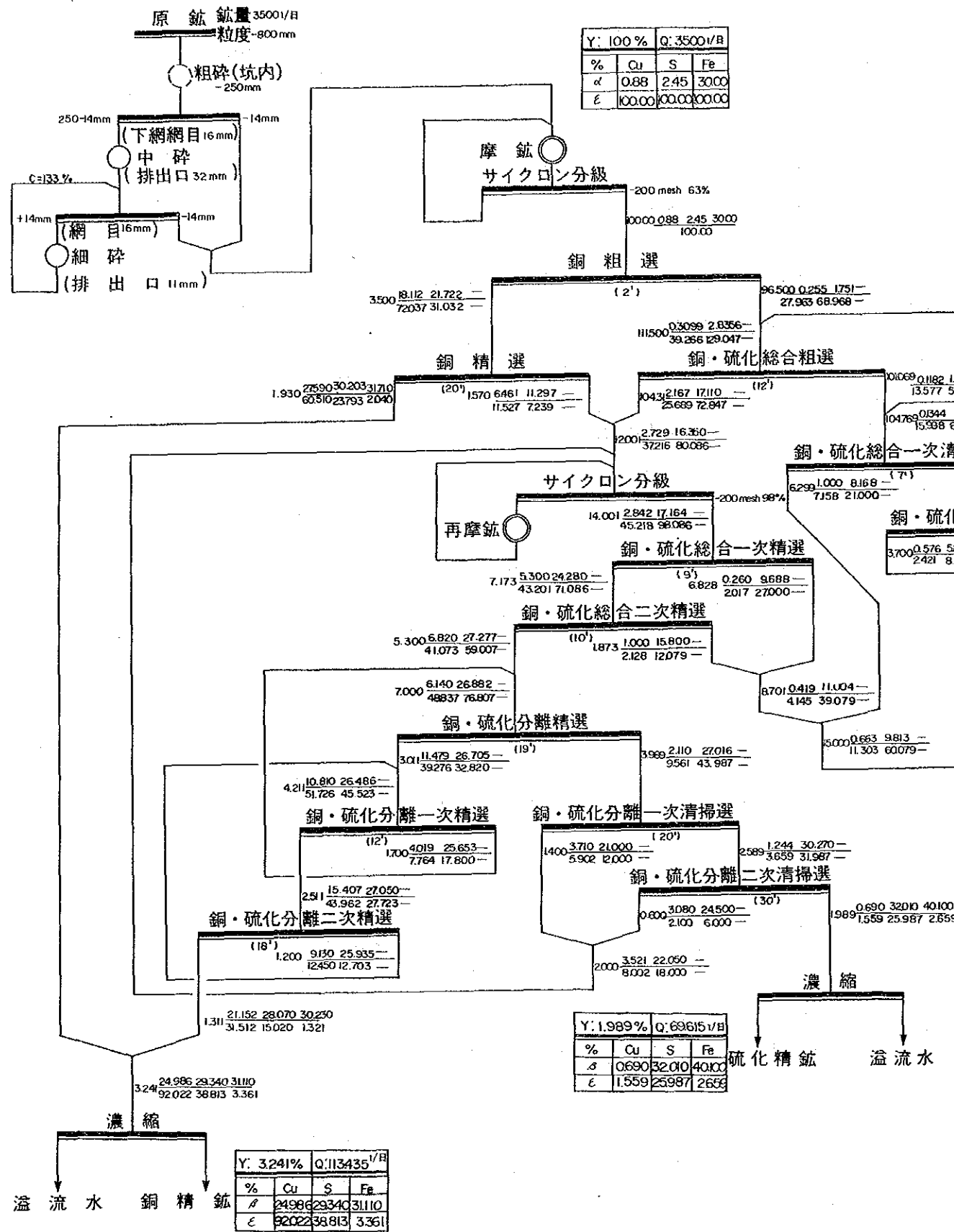
(1) 用水：用水使用量は、5.063m³/粗鉱トン, 計17,721m³/日で計画されている。

そのうち40%は新水(7,000m³/日)を使用し、用水繰返し率は60%と見込まれている。

(2) 電力：中国側基本構想では、選鉱場6,000kW, 精鉱輸送800kW(含中継ポンプ), 精鉱脱水800kWの電力供給を計画してる。

(3) 工場位置：破碎工場は主井南側に、摩鉱鉱舎から精鉱シクナーまでの選鉱主要機械は、主井南東方向の南側斜面に配置される。選鉱場の傾斜は約10°である。選鉱場位置計画図を第26図に、機械配置概念図及び機械配置断面概念図をそれぞれ第27図, 第28図に示す。

第23図 マテリアル・バランス



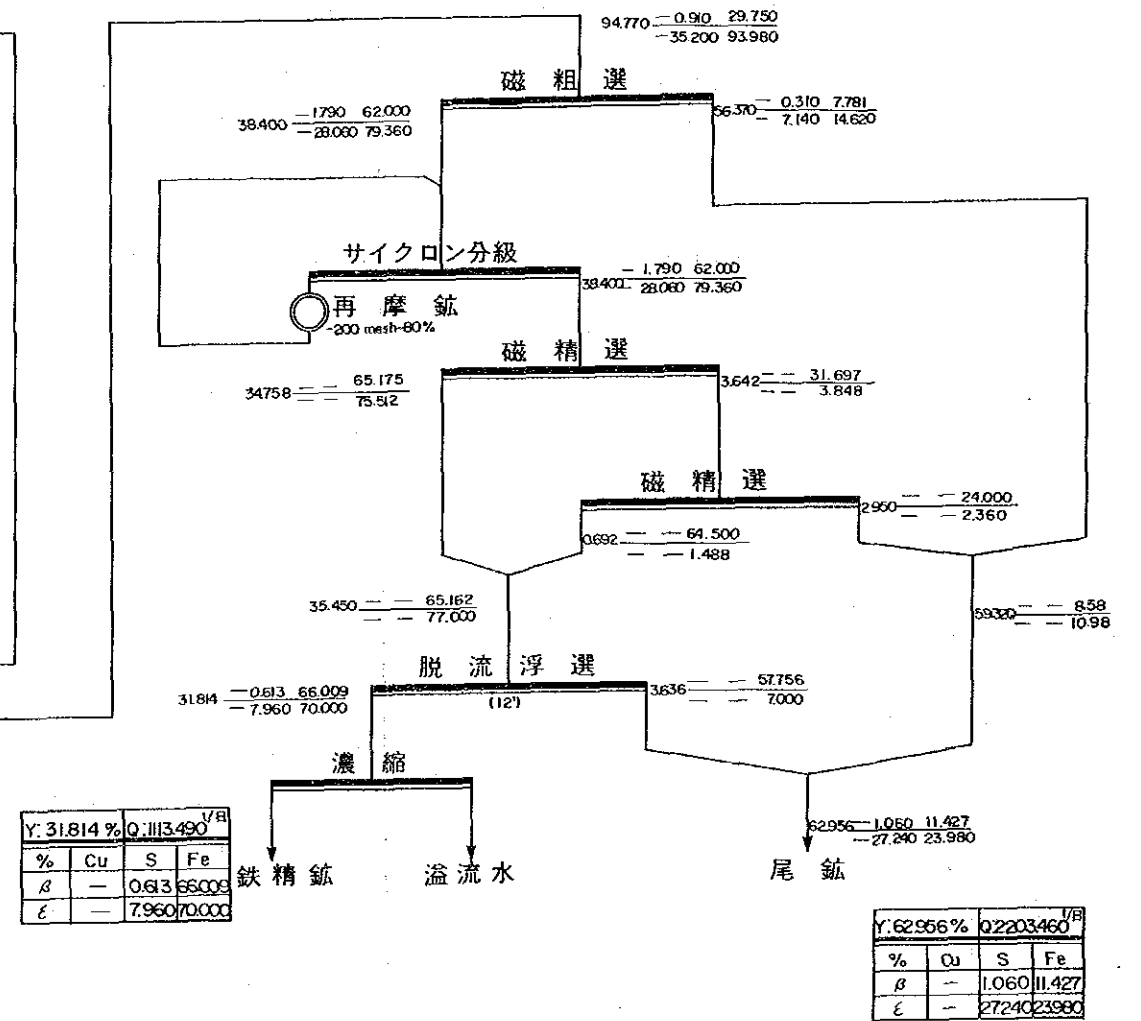
用例は次のとおり

銅品位% 硫黄品位% 鉄品位%
銅量分布率% 銅分布率% 硫黄分布率% 鉄分布率%

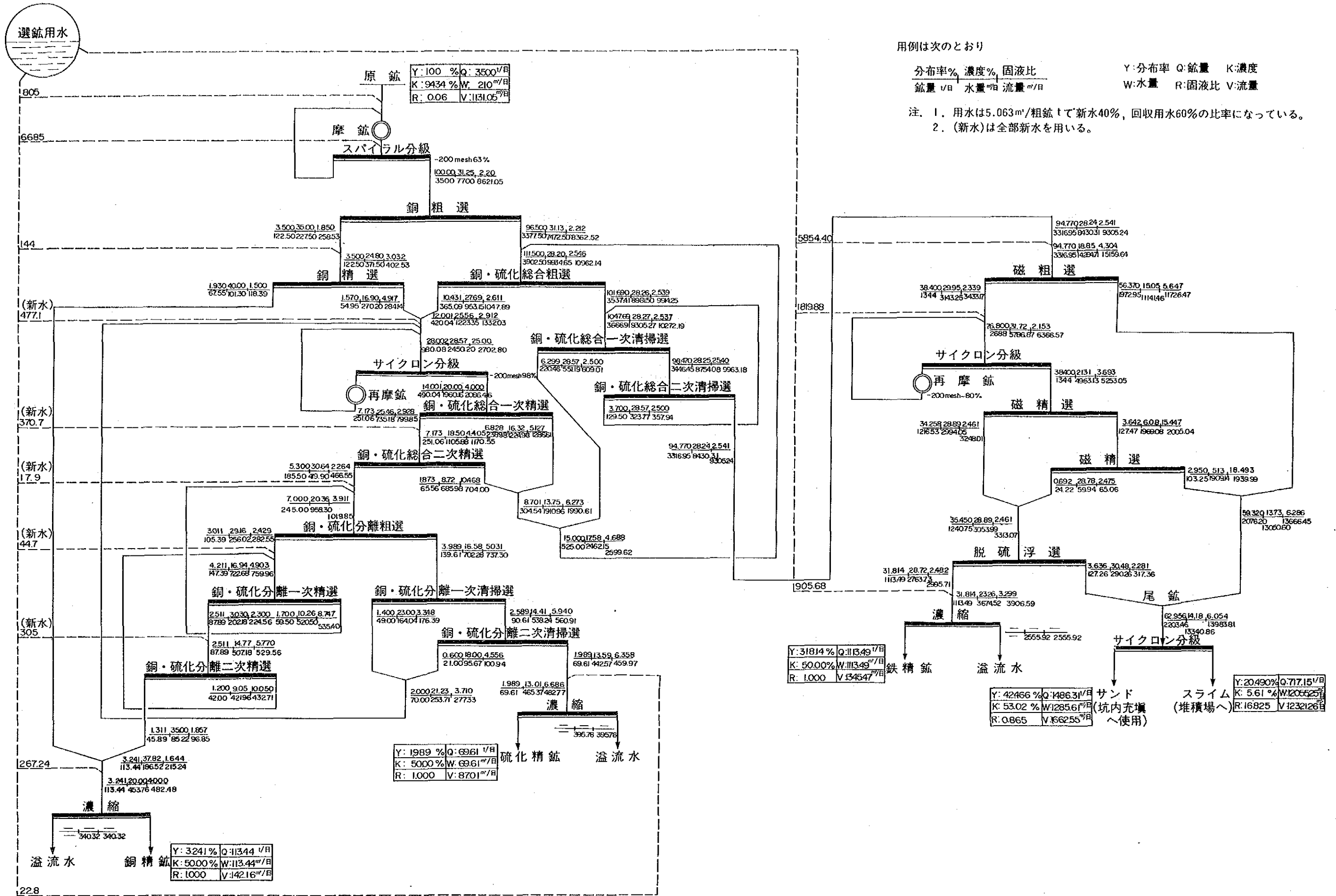
c: 循環荷重 r: 鉱量分布率 ε: 分布率
α: 原鉱品位 β: 精鉱品位 δ: 尾鉱品位

注. 1. 各工程の(数字)は浮選時間をあらわす。
2. 試薬使用量は次のとおり。

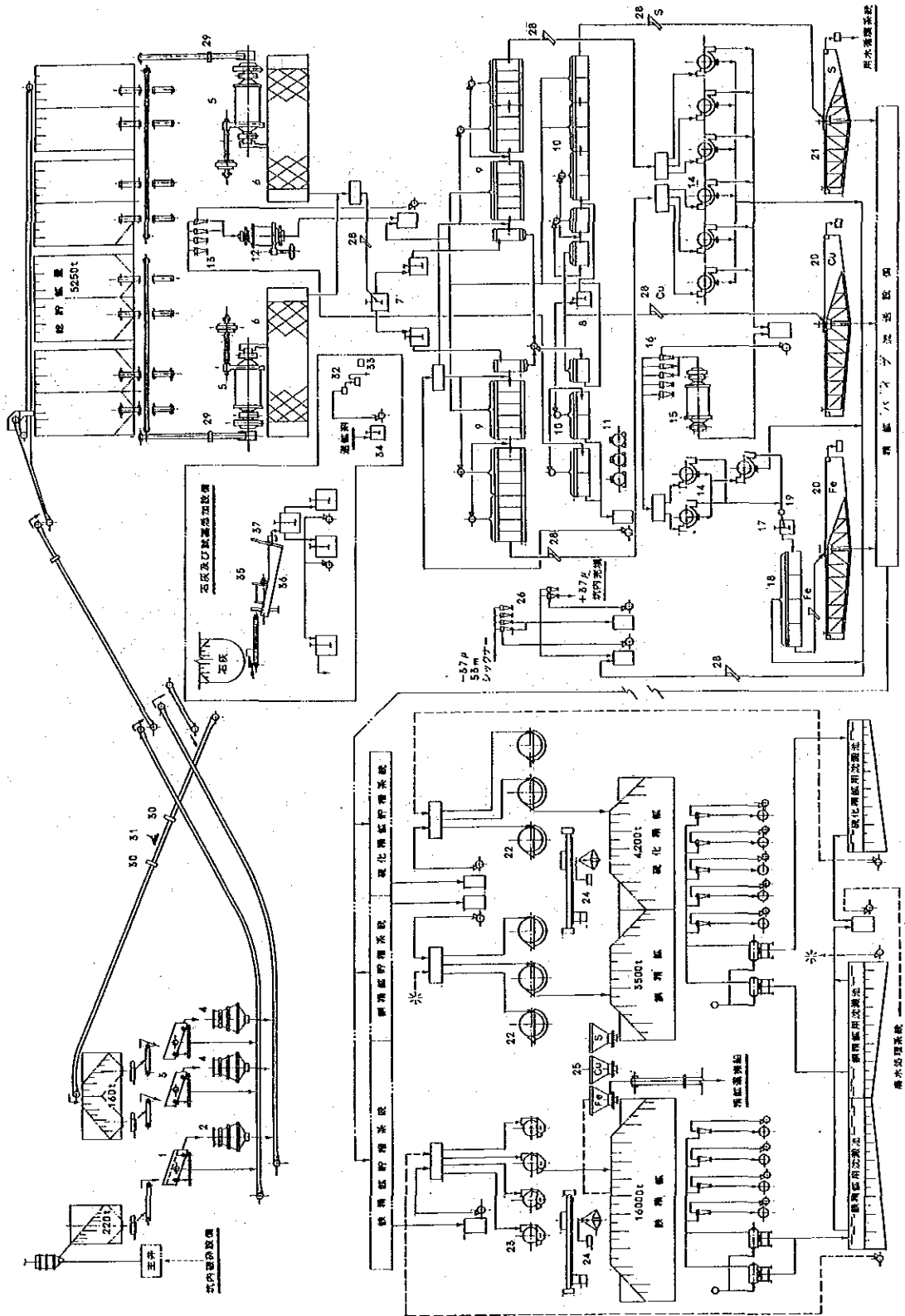
石灰	3000	2 [#] 油	90
捕収剤(脂10S)	32	硫化ナトリウム	36
ブチルザンセート	156	硫酸銅	45
硫酸	1000	修酸(実験後決定)	

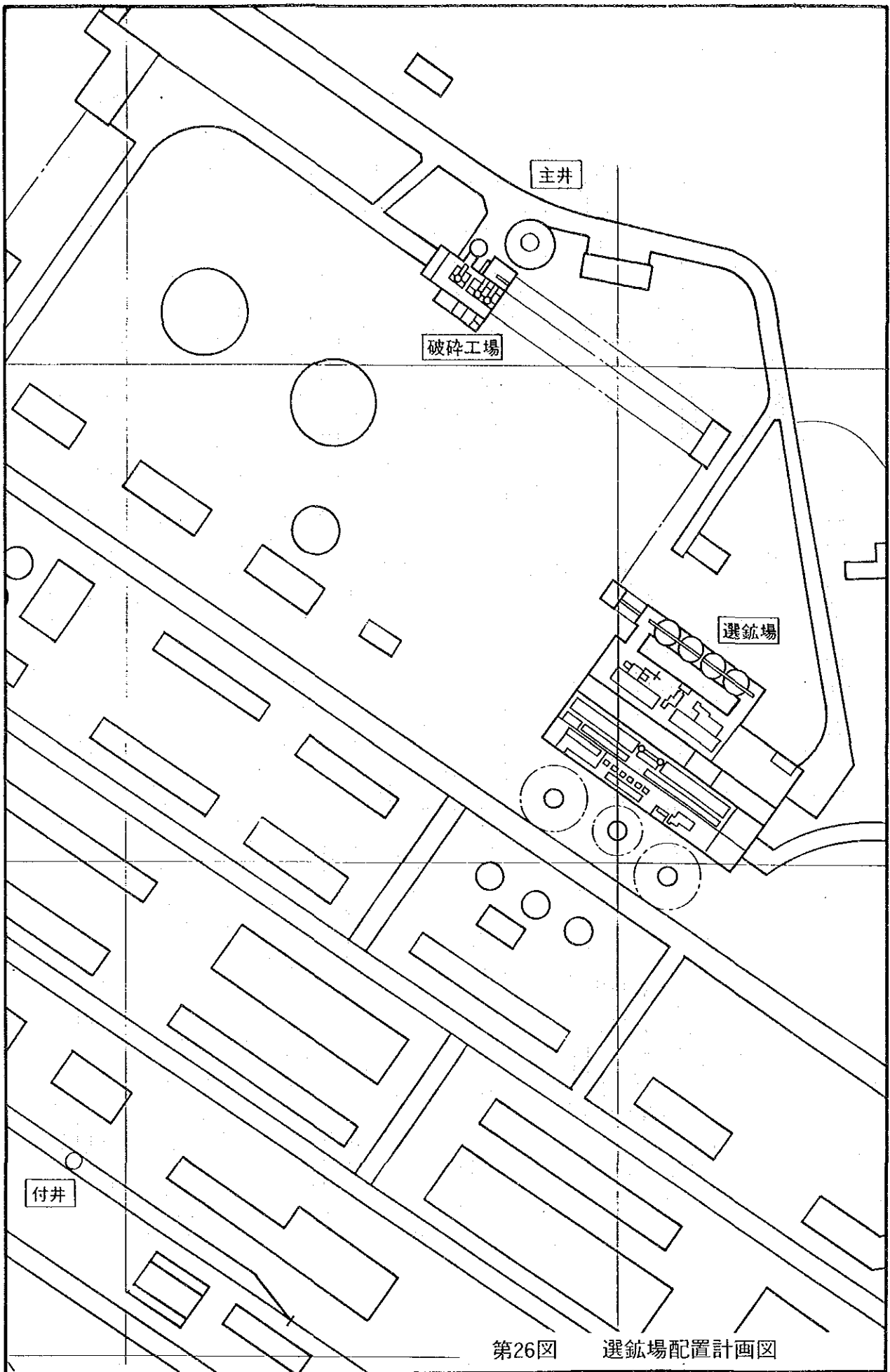


第24図 ウォーター・バランス



第25图 选钎处理系统图(中国侧案)



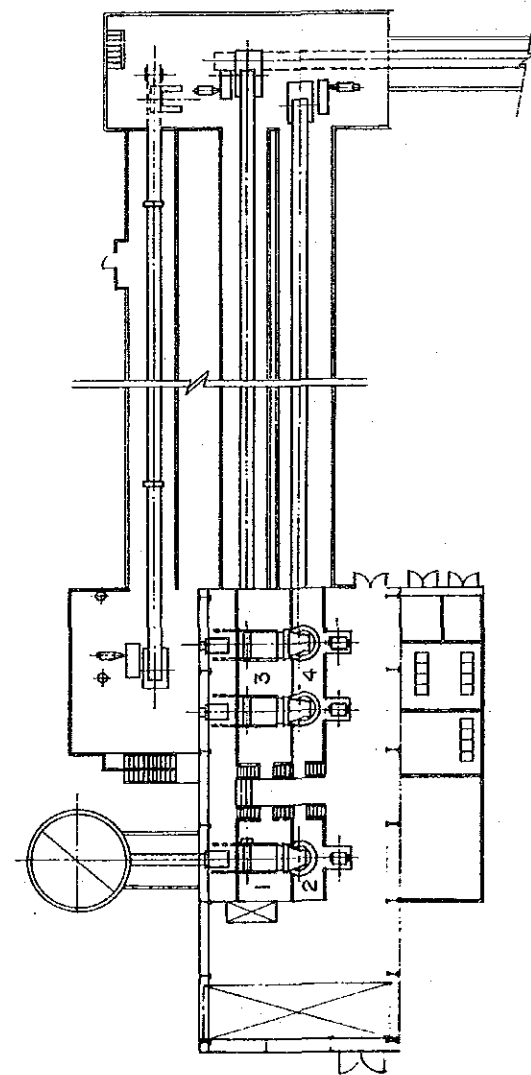


第26図 選鉱場配置計画図

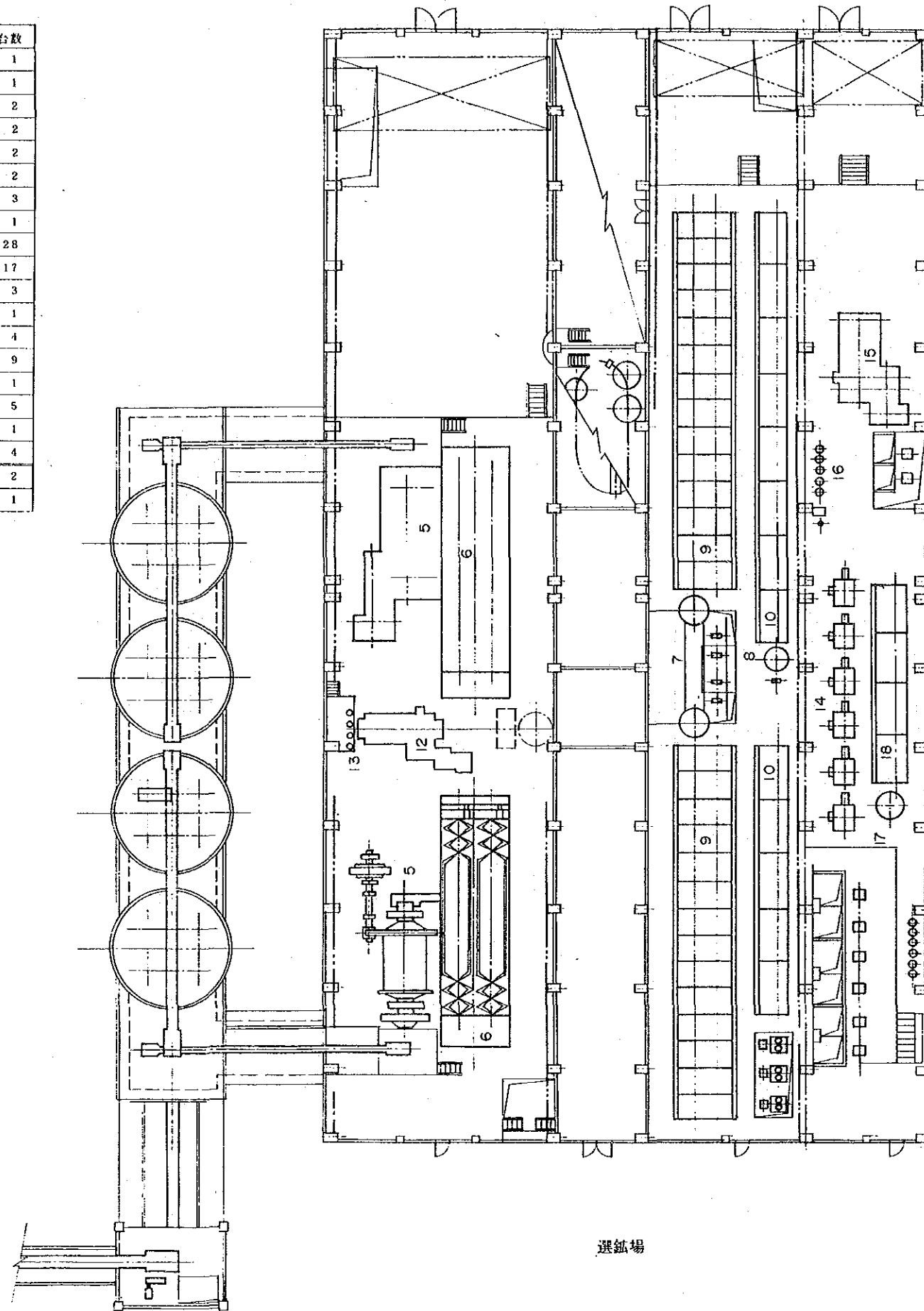
第27図 機械配置概念図

主要選鉱機械設備

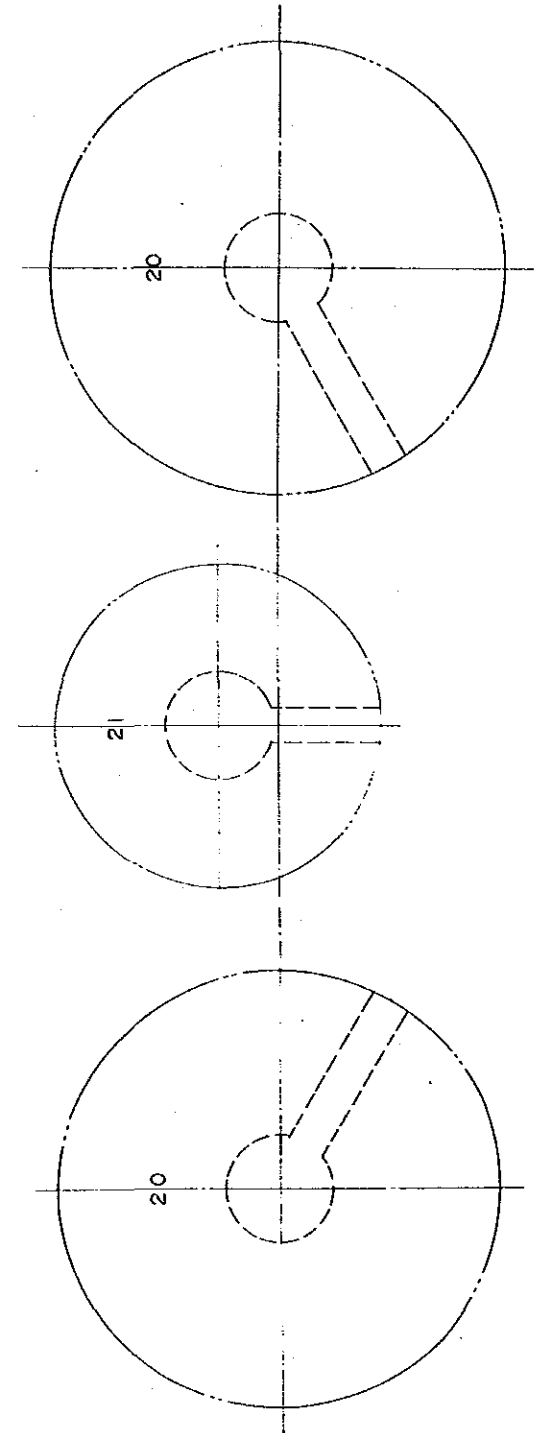
No	設備名	仕様	台数
1	複床型傾斜振動篩	1,800×4,800(下網目16mm), 15kW	1
2	油圧コンクラッシャ	1650φ/285 155kW	1
3	単床型傾斜振動篩	1,800×4,800(網目16mm), 15kW	2
4	油圧コンクラッシャ	1650φ/100 155kW	2
5	ボールミル	3,200φ×4,500 グリット型, 800kW	2
6	ダブルスパイラル分級機	2FC-24型	2
7	攪拌槽	2.5m×2.5m 11kW	3
8	攪拌槽	2m×2m 7.5kW	1
9	浮選機	4㎡, 2区×1槽, 並列型, 22.5kW	28
10	浮選機	4㎡, 2区×1槽, 直列型, 22.5kW	17
11	フロア	遠心型	3
12	再摩砕用ボールミル	2,100φ×3,600 オーバーフロー型, 210kW	1
13	サイクロン	φ250	4
14	曲選機	718型, 永久磁石式, 2.8kW	9
15	再摩砕ボールミル	2,700×3,600 .400kW	1
16	サイクロン	350φ	5
17	攪拌槽	2m×2m .75kW	1
18	浮選機	4㎡, 2区×1槽, 直列型, 22.5kW	4
20	シクナー	24mφ .75kW	2
21	シクナー	18mφ .55kW	1



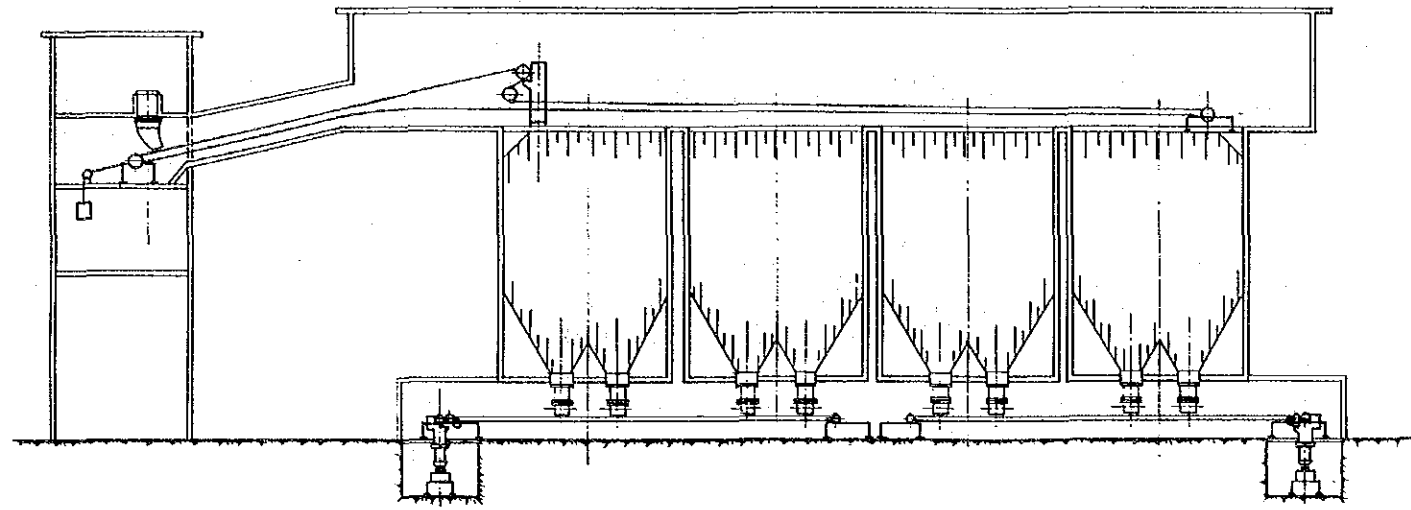
破碎工場



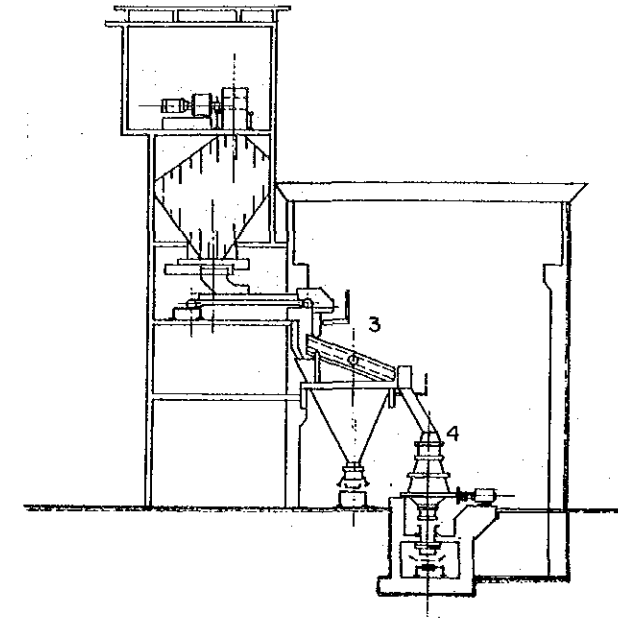
選鉱場



第28図 機械配置断面概念図



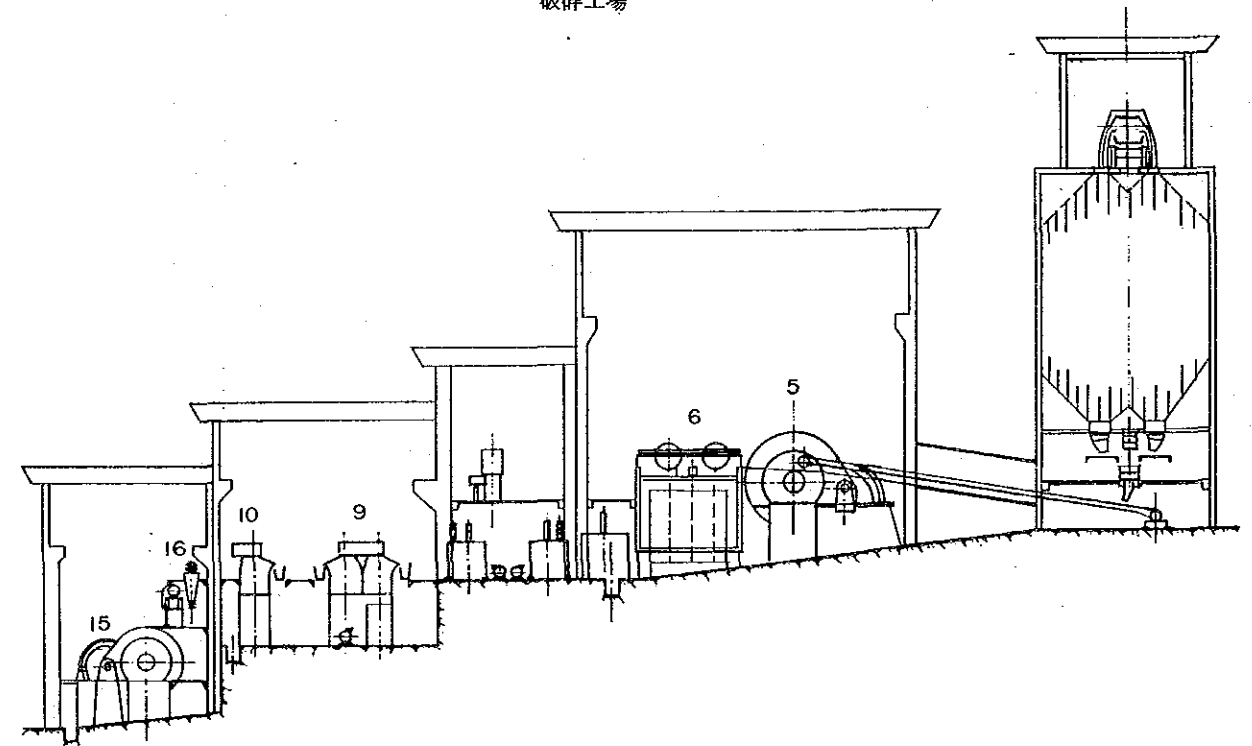
摩鉱舎



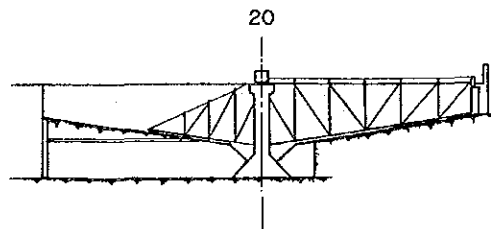
破碎工場

主要選鉱機械設備

№	設備名	仕様	台数
3	単床型傾斜振動篩	1,800×4,800 (網目16mm), 15kW	2
4	油圧コークラッシャー	1650φ/100 15.5kW	2
5	ボールミル	3,200φ×4,500 グリット型, 800kW	2
6	ダブルスパイラル分級機	2FC-24型	2
9	浮選機	4㎡, 2区×1槽, 並列型, 22.5kW	28
10	浮選機	4㎡, 2区×1槽, 直列型, 22.5kW	17
15	再摩鉱ボールミル	2,700×3,600, 400kW	1
16	サイクロン	350φ	5
20	ソックナー	24mφ, 7.5kW	2



選鉱場



2. 中国側基本構想に対する技術的提言

(計算書は別紙添付)

(1) ジョークラッシャ (坑内破碎, 粗碎) 900mm×1,200mm [計算書 - (1)]

(a) 給鉱口の開き: 一般に鉱石の最大給鉱サイズはクラッシャ給鉱口の開きの80%以下にする。中国側基本計画による給鉱口の開き900mmでは

$$900\text{mm} \times 0.8 = 720\text{mm} < 800\text{mm}$$

と、最大給鉱サイズの方が大きく、大塊詰り等のトラブル発生が予想される。よって1,070mm×1,370mmのクラッシャの設置がのぞましい。

(b) 破碎比: 破碎比は $800/250=3.2$ であり、通常設定される3~4の範囲内であり、ゆとりを持った設計である。

(c) 処理能力: 最大産物粒度250mmになる出口セットは140mm (閉じ側) と推定される。稼動時間を20時間/日とすると4,000トン/日の処理能力がある。

(2) 複床式傾斜振動篩, 1,800×4,800mm [計算書 - (2)]

処理能力: 網目を上網105mm, 下網16mmとした時, 10,500トン/日程度の能力を有するので過剰設備である。

複床式傾斜振動篩は坑内破碎産物の16mmアンダーを除くことにより, 1次コーンクラッシャ以降への負荷軽減を目的としたものと考えられる。しかし, 当該産物中の16mmアンダーは5%程度と少量のため, これを除くためだけに本スクリーンを使用するのは無駄である。坑内からの鉱石に粘土等が混入しかつ水分が多くて水洗作業が必要でなければ省略したほうが良い。

もし, 設置する場合でも1,200mm×3,600mm (5.5kW) の大きさで4,000トン/日処理は可能である。

(3) 1次コーンクラッシャ (中碎) 1,650mm φ [計算書 - (3)]

(a) 給鉱口の開き: 最大給鉱サイズは250mmのため給鉱口の開きは313mm (12.5インチ) 以上が必要である。本機の285mmでは狭く325mmの開きを有する1366型 (1,650mm φ) が必要である。

(b) 破碎比: 出口セット32mmでの産物の最大サイズは80mmと推定され, その破碎比は3.1であり坑内破碎機と同じく妥当である。

(c) 処理能力: 1366型油圧コーンクラッシャ (コース型) の出口セット32mmの場合破碎能力は20時間/日稼動で4,100トン/日である。

(4) 単床式傾斜振動篩, 1,800×4,800mm×2台, [計算書 - (4)]

(a) スクリーン給鉱量:

出鉱量3,500トン/日の時は7,113トン/日,

出鉱量4,000トン/日の時は8,129トン/日と推定される。

- (b) 処理能力：篩面積は 8.6m^2 であるから篩2台で $13,800\text{トン/日}$ の処理能力を持ち過剰設備である。
- 出鉱量 $4,000\text{トン/日}$ に対しては、 $1,500\text{mm} \times 4,200\text{mm}$ 、 11kW 2台で処理できる。
- (5) 2次コーンクラッシャ（細砕）、 $1,650\text{mm} \phi \times 2$ 台、〔計算書－（4）〕
- (a) 給鉱口の開き：最大給鉱サイズ 80mm から給鉱口の開きは 100mm （4インチ）となり適合している。
- (b) 破碎比：出口セット 11mm での産物の最大サイズは 25mm と推定され、その破碎比は 3.2 で、他の破碎機と同じくゆとりを持った設計になっている。
- (c) 給鉱量（推定）：閉回路となっており、出鉱量 $4,000\text{トン/日}$ の時、 $4,320\text{トン/日}$ の負荷となる。
- (d) 処理能力： $1,650\text{mm} \phi$ 油圧コーンクラッシャ（ファイン型・呼び名466型、 150kW ）の出口セット 11mm の場合の破碎能力は、 20 時間/日稼働で $3,607\text{トン/日}$ となるが、出鉱量 $3,500\text{トン/日}$ のときのコーンクラッシャ給鉱 $3,780\text{トン/日}$ より小さく若干能力不足である。出鉱量 $4,000\text{トン/日}$ に対応するにはモーター容量を 190kW に増強する必要がある。
- (6) ボールミル、 $3,200\text{mm} \phi \times 4,500\text{mm} \times 2$ 台、〔計算書－（5）〕
- (a) 給鉱粒度：ボールミル給鉱サイズ F_{80} は $13,193\mu$ と推定される。
- (b) 産物粒度：産物粒度 -200mesh 63%から産物サイズ P_{80} を推定すれば 129μ となる。
- (c) 粉碎仕事指数：日本側選鉱試験結果から 10.77kWh/米トン （ハードグローブ法による）と推定する。
- (d) 処理能力：出鉱量 $3,500\text{トン/日}$ に対応するには $3,900\text{mm} \phi \times 5,550\text{mm}$ （ $1,200\text{kW}$ ）ボールミル2台が必要で中国側基本計画案では能力不足である。
- (7) ダブルスパイラル分級機、〔計算書－（6）〕
- (a) 処理能力：溢流濃度31%（分級点約 65mesh ）で出鉱量 $3,500\text{トン/日}$ に必要なプールの面積は 21.2m^2 となるが、 $1,200\text{mm} \phi$ ダブルスパイラル分級機のストレートタンク型は 16.3m^2 であって所要面積不足をきたすため、 $1,350\text{mm} \phi$ ダブルスパイラル分級機を採用すべきである。
- $1,350\text{mm} \phi$ ダブルスパイラル分級機のダブルピッチ型の場合掻き上げサンド量は $11,250\text{トン/日}$ （循環量320%）の能力がある。
- (8) 浮選、 $3\text{m}^3 \times 41$ 槽、〔計算書－（7）〕
- (a) 処理能力：浮選機容量はじゅうぶんで問題はない。
- (b) 再摩鉱ボールミルは若干能力不足で $2,400\text{mm} \phi \times 4,800\text{mm}$ 、 300kW チューブ

ミルに増強する必要がある。

(9) 磁選, 750mm ϕ \times 1,800mm \times 9台, [計算書 - (8)]

磁選区のウォーターバランスは問題がある。磁選精鉱の濃度が28~30%と設定されているが, これはドラムに付着した磁鉄鉱を回収するための射水量を含んだものになっているため, 尾鉱側水量が実際よりも少なくなっている。

処理能力: 磁粗選は750mm ϕ \times 1,800mm \times 6台でじゅうぶんな能力を有している。

精選機は容量的に能力不足であり精鉱品位が低くなる等懸念があるので1台追加し4台とすべきである。再摩鉱ボールミルの能力はじゅうぶんである。

(10) その他

(a) 鉱石は磁鉄鉱及び磁硫鉄鉱など磁性の強い鉱物を大量に含むので, 電磁石式鉄片除去器の使用は不適當である。

(b) 金属検知器の使用目的は坑内から鉱石に混入してくる金属片(非磁性)がコーンクラッシャ及びコンベアベルト等の機械類を損傷することを防止することにある。金属片を検知すると, ベルトコンベアが自動停止し, 人力で金属片を除去するのが一般的な使用方法である。

中国側の計画設置位置(2次コーンクラッシャから貯鉱舎への給鉱ベルトコンベア)では, 一次コーンクラッシャの保護には不適當である。

よって, 設置場所は振動篩に給鉱する3本のベルトコンベアとすべきである。

(c) 処理系統が浮選 - 磁選 - 脱硫浮選であり, 各工程の適正濃度はそれぞれ異なるため, 各工程間に濃度調整用のカロコン又はシックナーを設置することがのぞましい。

特に, 浮選はパルプ濃度を高めることで浮選時間を確保し, かつ試薬添加量の節減に効果がある。

磁選では給鉱濃度を低くして, 精鉱品位を高めることが必要である。逆に, 磁選精鉱は濃縮の上脱硫浮選を実施することが好ましい。

(d) 廃さいの分級点37 μ のサイクロン分級は, 所定の流入圧力が得られれば分級自体は可能である。

3. 選鉱試験

本選鉱試験は安慶鉱山精密探鉱坑道で採取した鉱石を用いて実験室規模の試験を行い、選鉱操業成績の推定及び選鉱場設計のための基礎条件などを検討したものである。

3-1 試験試料

試料 M1 はスカルン型銅鉱と磁鉄鉱型銅鉱を混合したもので銅品位が高い。

混合試料 M1 と磁鉄鉱の完全分析を第 22 表に示す。

浮選試験に使用した試料 M2 は M1 と磁鉄鉱を混合したものである。

第 22 表 原鉱試料の完全分析

成分	M1	磁鉄鉱	成分	M1	磁鉄鉱
Au (g/t)	<1	<1	Ni (%)	0.99	0.02
Ag (g/t)	7	4	Co (%)	0.01	0.02
Cu (%)	1.92	0.06	Sn (%)	<0.01	<0.01
Fe (%)	18.4	47.3	P (%)	0.023	0.007
Pb (%)	0.01	<0.01	T-S (%)	4.84	0.84
Zn (%)	0.06	0.03	SiO ₂ (%)	23.3	9.8
Cd (%)	<0.01	<0.01	TiO ₂ (%)	0.03	0.02
Sb (%)	<0.01	<0.01	Al ₂ O ₃ (%)	0.69	0.51
As (%)	Tr	Tr	CaO (%)	14.5	11.0
Bi (%)	<0.01	<0.01	MgO (%)	13.3	7.63

3-2 鉱石の性状

(1) 銅鉱物は黄銅鉱で、ほとんど他形をなし、0.1~0.3mm 程度の粗粒のものが大部分であるが、柱状脈石鉱物と共生するものもしばしば認められる。

(2) 硫化鉱物としては黄鉄鉱と磁硫鉄鉱である。黄鉄鉱はスカルン型銅鉱石及び磁鉄鉱の中に認められる。黄鉄鉱の片刃鉱物としては磁鉄鉱及び脈石が多い。

磁硫鉄鉱は異方性多色性が明瞭に認められ、その大部分は磁鉄鉱型銅鉱に含まれる。

(3) 酸化鉄鉱物は粒径 0.2mm 程度の磁鉄鉱単体のものと、黄鉄鉱や脈石と片刃状をなすものが共存し、両者はほぼ等量である。

(4) 脈石鉱物は単斜輝石が主体であり、少量の角閃石、緑泥石、石英、チタン石が認められる。

3-3 鉱石比重と粉碎仕事指数

原鉱のピクノメータによる真比重測定結果は4.1である。また、ハードグローブ法により求めた粉碎仕事指数(Wi)は10.77kWh/米トンである。

3-4 浮選試験

3-4-1 浮選方式：浮選方式として総合優先浮選と直接優先浮選とを実施した。

下記の結果が得られ、直接優先法が有利と考えられる。

	総合優先浮選法	直接優先浮選法
銅精鉱のCu採取率(%)	84.4	89.5
銅精鉱のCu品位(%)	25.3	26.3
硫化精鉱のS採取率(%)	22.1	35.4
硫化精鉱のS品位(%)	31.6	27.7
硫化精鉱中のCu品位(%)	0.77	0.72

3-4-2 浮選条件：浮選試験結果から直接優先浮選法の適正な浮選条件は次のとおりである。

粉碎粒度	53 μ (80% 通過粒度)			
	銅浮選		硫化浮選	
粗選時間(分)	15		30	
精選段数(回)	1段		3段	
粗選pH	自然pH		同左	
選鉱剤使用量(g/t)	NaHSO ₃ 6,500		硫酸銅	220
	#208	55	KAX	180
	起泡剤	35	DM	25
			起泡剤	85

磁選条件：一連の磁選試験結果から適正な磁選条件は、粗選1,500 Gauss、精選(1段)750 Gaussである。

また、脱硫浮選が必要でありその浮選時間は10分、選鉱剤使用量(g/t)は下記のとおりである。

硫酸銅	100
KAX	20
DM	17
起泡剤	11

3-4-4 操業見込成績：バッチ試験の結果から操業成績は次のように見込まれる。

		品位 (%)	採取率 (%)
銅精鉱	Cu	26.1	93.3
硫化精鉱	S	32.2	38.6
鉄精鉱	Fe	69.9	77.1

3-5 選鉱産物の性状

浮選試験で得られた各精鉱及び廃滓の完全分析結果，及び廃水の分析結果は，それぞれ第23表及び第24表のとおりである。

第23表 選鉱産物の完全化学分析結果

(%)

項目	銅精鉱	硫化精鉱	鉄精鉱	廃さい
Au	<1ppm	<1ppm	<1ppm	<1ppm
Ag	26ppm	<1ppm	32ppm	<1ppm
Cu	26.1	0.53	0.014	0.045
Fe	30.3	34.7	69.9	6.61
Pb	<0.01	0.06	<0.01	<0.01
Zn	0.09	0.18	0.01	<0.01
Cd	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
Sb	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
As	<0.01	0.011	<0.01	<0.01
Bi	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
Ni	0.02	0.05	0.05	<0.01
Co	0.01	0.20	0.01	<0.01
Sn	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
P	0.002	0.008	0.002	0.029
T-S	26.5	32.2	0.70	0.36
SiO ₂	5.40	12.0	0.60	32.6
TiO ₂	<0.01	0.01	0.05	0.06
Al ₂ O ₃	0.10	0.25	0.20	1.06
CaO	1.43	4.02	1.44	26.3
MgO	2.90	7.38	2.55	18.8

第24表 廃水の分析結果

項 目	分析値 (ppm)
Cu	<0.005
Zn	0.009
Pb	<0.005
Cd	<0.005
As	<0.005
T-P	0.021
T-Cr	0.015
T-Hg	<0.005
CN	<0.02
溶解性 Fe	0.07
“ Mn	0.008
SO ₄	903
pH	7.2
SS	5

廃さいの沈降速度はパルプ濃度22.8%、pH 11（消石灰添加）の条件下で6.3mm/分であり、溢流水は清澄で用水循環にも問題はない。

4. 直接優先浮選方式の採用

日本側の選鉱試験結果では、直接優先浮選方式の方が総合優先浮選方式より良い結果が得られたのでこれに基づき、直接優先浮選方式による処理系統の概略設計を行った。その一例は第29図に示すとおりである。

また、中国側計画による機械設備と大きく変わった設備の配置概念図は第30図のとおりである。

4-1 主要機械設備の概要

4-1-1 設備設計の前提条件

(1) 処理鉱量と稼働時間

	処理鉱量	稼働時間
破碎	4,000 トン/日	20 時/日 (3方操業)
摩鉱以下	3,500 トン/日	24 時/日 (〃)

(2) 破 碎

破碎方式	3 段閉回路
最大給鉱粒径 (mm)	800
最終産物 80% 粒径 (mm)	6.0

(3) 摩 鉱

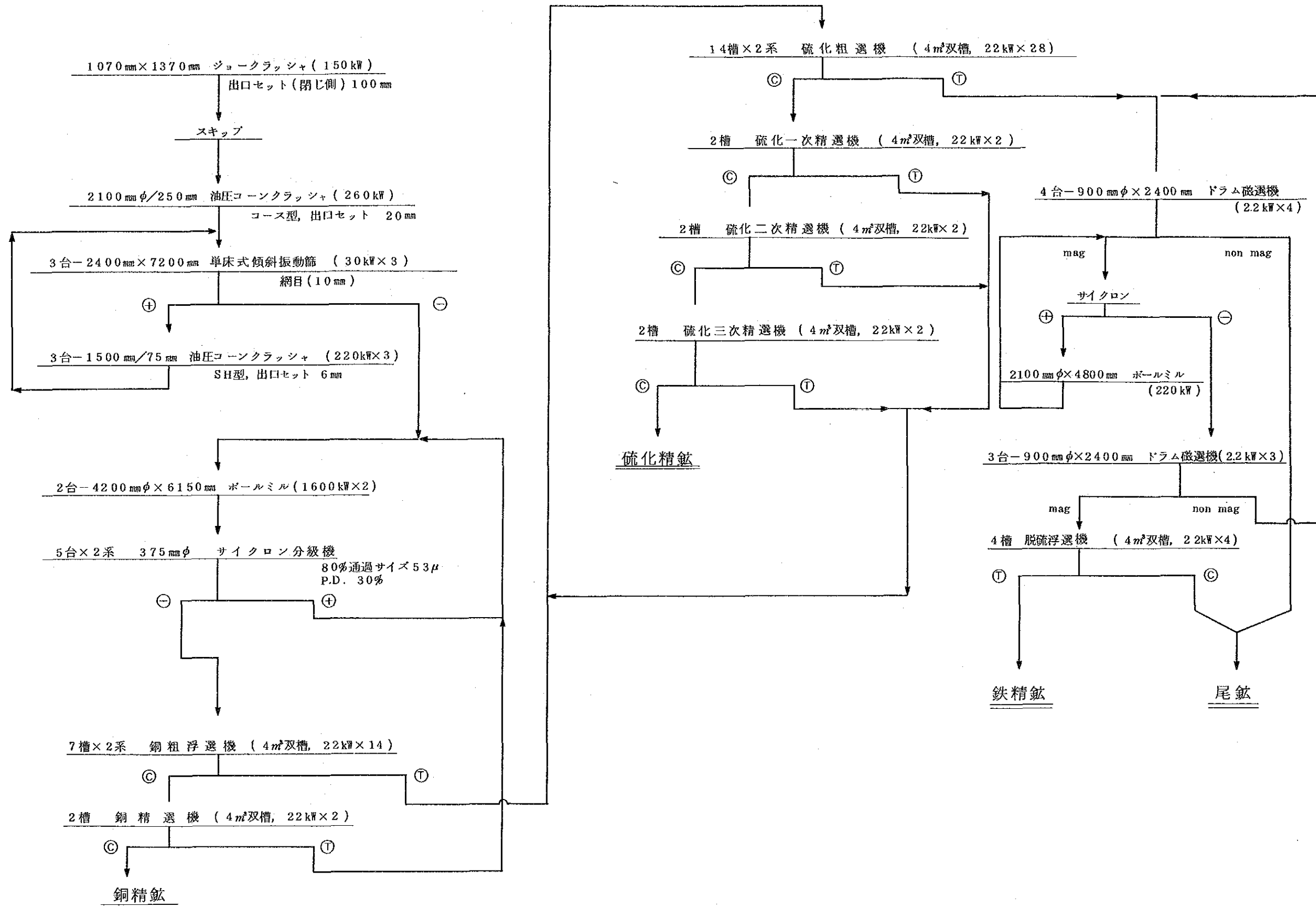
摩鉱方式	ボールミル (1 段) - サイクロン閉回路
最終産物 80% 粒径 (μ)	53

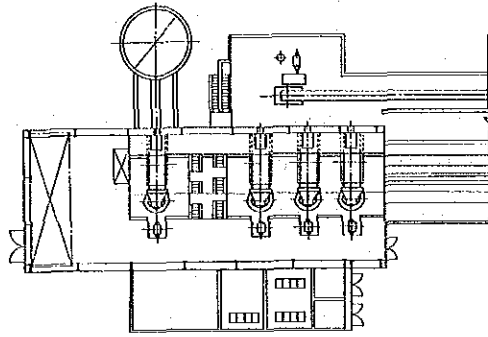
浮選以下の条件は選鉱試験の章で示したものと同一である。

4-1-2 設計上の留意点

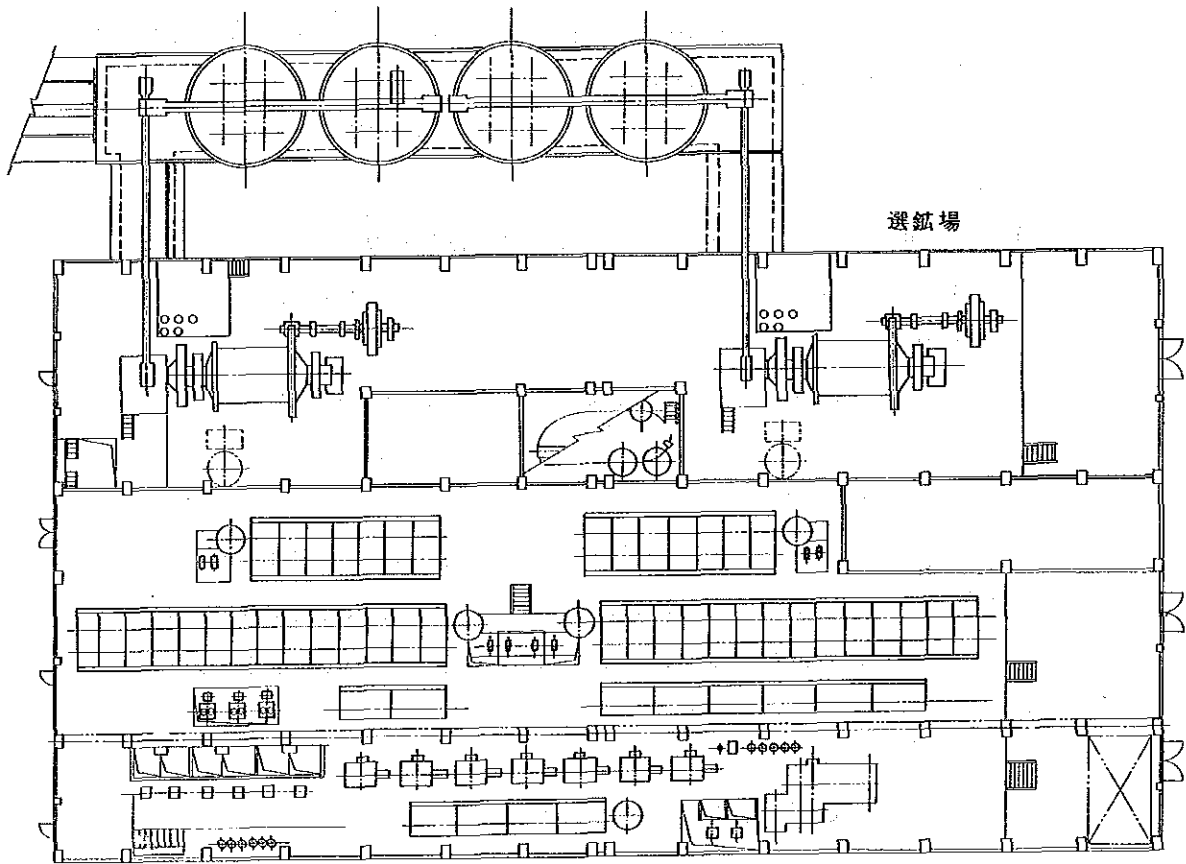
- (1) 操業管理が容易であり、かつ将来自動制御が導入しやすいように全体の系統・設備の単純化・大型化を図る。
- (2) 摩鉱処理については、機械設備 (ボールミル等) のトラブルにより機械が休転しても摩鉱作業が完全に停止することを避けるため2系統設置とする。
- (3) 鉱石を浮選適正粒度まで碎くために破碎工程と摩鉱工程のいずれに重点を置くかは重要な問題である。一般的には破碎工程に重点を置く方が有利である。安慶鉱山の場合、浮選給鉱粒度は80% 粒度 53 μ と細かく、通常の破碎産物粒度ではボールミルに負担がかかるので、破碎能力をできるだけ強化する。
- (4) 粗鉱品位の変動は浮選操業に大きな影響を及ぼすが、品位を均一化するためのブレンドリング等はとくに考慮しなかった。

第29図 直接優先浮選方式の処理系統の一例





破碎工場



選鉱場

第30図 機械配置概念図

4-1-3 主要機械設備の概要

(1) 1,070mm×1,370mm ジョークラッシャ

最大給鉱粒度800mm, 産物最大粒度200mm, 出口セット(閉じ側)100mmとすれば4,670トン/日の処理量が可能である。

(2) 2,100mm φ/250mm 油圧コーンクラッシャ(一次)(コース型)

給鉱口の開き250mm, 産物最大粒度45mm(破碎比4.4), 出口セット20mmとすれば4,670トン/日の処理量が可能である。

(3) 2,400mm×7,200mm 単床式傾斜振動篩

篩の網目の大きさ9.5mmとすると循環鉱量を含めた合計給鉱量は9,460トン/日(出鉱量4,000トン/日の場合)となり, この鉱量を3台の振動篩で処理する。篩下産物の80%粒径は6mmと推定する。

(4) 1,500mm φ/75mm 油圧コーンクラッシャ(二次)(ショートヘッド型)

給鉱口の開き75mm, 産物最大粒度20mm(破碎比2.3), 出口セット6mmとすると, 循環鉱量を含めた二次コーンクラッシャの給鉱量は5,460トン/日となり, コーンクラッシャ3台が必要である。

(5) 4,200mm φ×6,150mm ボールミル

給鉱の80%粒度6,000μ, 産物の80%粒度53μであり, 2系列で処理する場合4,200mm φ×6,150mm ボールミル2台が必要である。

(6) 分級機は15インチ(375mm φ)5台×2系列必要である。

(7) 8m² 浮選機

銅粗選機は7槽×2系列, 銅精選機は1段×2槽, 硫化粗選機は14槽×2系統, 硫化精選機3段×2槽及び脱硫浮選機は4槽の合計54槽必要である。

(8) 900mm φ×2,400mm 磁選機

給鉱粒度が細かいので, 900mm φドラム磁選機4台を使用し, 精鉱品位及び採取率の低下を避けるようにした。精選は900mm φドラム磁選機3台×1段で行う。再摩鉱ミルは給鉱粒度が細かいので2,100mm φ×4,800mm ボールミルでじゅうぶんである。

4-2 直接優先浮選方式の問題点

前節で直接優先浮選方式の処理系統の一例を示したが, 直接優先浮選方式は総合優先浮選方式に比べ, 一般的に次のような利点と欠点がある。

4-2-1 利点

- ・ 自然浮遊度を有効に活用できるので, 精鉱品位・採取率など浮選成績が良い。
- ・ 鉱質に応じた柔軟な処理系統が組立てられ, また中鉱の処理が容易である。

- 自然浮遊度に従い無理のない処理系統が組めるので試薬使用量が少ない。
- 操業が安定し現場管理が容易である。

4-2-2 欠点

- 単体分離するまで（本鉱石の場合は53 μ まで）鉱石全体を砕くために破碎・摩鉱設備が大きくなる。
- 摩鉱処理された鉱液全量がすべての粗選機を通過するので浮選槽数が多数必要となり、かつ設備維持費・電力費が増大する。特に低品位鉱の場合その傾向は顕著である。
- 廃さい粒度も細粒となるので、サンドを坑内充填する場合その充填材料が減少し、また逆にスライム量が増加するので廃さい堆積場の寿命が短くなる問題がある。

4-2-3 浮選方式の決定

浮選方式の決定は、選鉱成績はもちろんのこと設備費、操業費その他周辺の関係する部門の設備・条件等を含めて総合的に判断しなければならない。本鉱石では選鉱試験の結果から銅精鉱品位、銅採取率等の選鉱成績の面から見れば総合優先浮選方式より直接優先浮選方式が有利である。

5. 設備能力計算書

設備能力計算の前提

設備能力を計算する時の前提条件は次のとおりである。

- 処理鉱量
 - 破碎 4,000 トン/日
 - 摩鉱 3,500 トン/日
- 稼動時間
 - 破碎 20 時間/日 (3 方操業)
 - 摩鉱 24 時間/日 (3 方操業)

(1) 坑内破碎机 (粗碎) [計算書 - (1)]

- 給鉱サイズ - 800mm の場合の給鉱粒度分布 (発破原石粒度分布より推定)

粒度	mm	100	200	300	400	500	600	700	800
分布率	%	20	35	48	63	74	82	92	100

- 900mm × 1,200mm ジョークラッシャのカタログ能力

セット開き (閉)	mm	75	100	125	150	175	200
能力	トン/時間	235	270	300	330	355	380

- 産物粒度 - 250mm の場合の産物粒度分布 (推定)

粒度	mm	25	50	75	100	125	150	175	200	250
分布率	%	8	16	26	39	58	75	86	93	100

- 正味破碎能力 (Ta) の推定

産物の 80% サイズは、経験から、破碎机の聞き側セットにはほぼ等しいので 160mm 程度と推察される。破碎机のセットは開き側で 160mm、スローを 20mm とすれば閉じ側で 140mm 程度となる。

従って、カタログにおける能力は、

$$300 \text{ t} + \frac{(330 \text{ t} - 300 \text{ t})}{(150 - 125)} \times (140 - 125) = 318 \text{ トン/時}$$

$$T_a = T \times K_c \times K_m \times K_f \times R_{80} \times S / 1.6$$

T : カタログの処理能力 318 トン/時

Kc : 鉱石の種類による係数 0.8 (閃緑石及び珪石程度と仮定)

Km : 水分係数 0.92 (水分5%程度)

Kf : 負荷率 0.7

R₈₀ : 最大サイズ80%以下の重量 0.86

S : 鉱石の見掛比重 2.29

$$T_a = 318 \text{トン/時} \times 0.8 \times 0.92 \times 0.7 \times 0.86 \times \frac{2.29}{1.6} \approx 201.7 \text{トン/時}$$

○ 1日当りの処理能力

機械の稼働率を85%程度(20時間/日)とすれば

$$201.7 \text{トン/時} \times 20 \text{時間/日} = 4,034 \text{トン}$$

ただし、稼働時間20時/日という作業はほとんど余裕時間の無い状態である。

(2) 複床式傾斜振動篩 (計算書 - (2))

上網の網目は105mm抜打金網、傾斜は20°と仮定し計算。

○ 上網給鉱産物粒度分布 (推定)

粒度	mm	53	105	250
分布率	%	17	43	100

○ 下網給鉱産物粒度分布 (推定)

粒度	mm	8	16	105
分布率	%	2	12	100

○ 処理能力の推定

篩の処理能力は下記により求められる。

$$C = B \times I \times D \times Sh \times So \times A \times O \times W \times Y \times M \times Z$$

ただし C : 処理能力 トン/時・m²

B : 基準処理能力 トン/時・m²

I : 傾斜角ファクター

D : デッキファクター

Sh : ハーフサイズファクター

So : オーバーサイズファクター

A : 網目の形のファクター

O : 網の空間率のファクター

W : 処理物のかさ密度のファクター

Y : 粒子形状のファクター

M : 湿式ふるい分けのファクター

Z : 処理物の湿分, 粘着性のファクター

・上綱:

$$\begin{aligned} C &= B \times I \times D \times Sh \times So \times A \times O \times W \times Y \times M \times Z \\ &= 122.5 \times 0.95 \times 1.0 \times 0.54 \times 1.11 \times 1.0 \times 1.10 \times 1.43 \times 1.0 \times 1.0 \\ &\quad \times 0.85 = 93.3 \text{ トン/時} \cdot \text{m}^2 \end{aligned}$$

ただし

B	: 基準処理能力	トン/時・m ²	105mm目	122.5トン/時・m ²
I	: 傾斜角ファクター		20°	0.95
D	: デッキファクター		一段目	1.0
Sh	: ハーフサイズファクター		(17%)	0.54
So	: オーバーサイズファクター		(43%)	1.11
A	: 網目の形のファクター		正方目	1.0
O	: 網の空間率のファクター		(55%)	1.10
W	: 処理物のかさ密度のファクター		2.29/1.6	1.43
Y	: 粒子形状のファクター		長い粒子5%未満	1.0
M	: 湿式ふるい分けのファクター		乾式	1.0
Z	: 処理物の湿分, 粘着性のファクター		表面の濡れた採掘物	0.85

よって上綱の処理能力は

$$93.3 \text{ トン/時} \cdot \text{m}^2 \times 8.6 \text{ m}^2 \times 0.7 \times 20 \text{ 時/日} = 11,233 \text{ トン/日}$$

ただし, 篩面積 8.6m², 負荷率 70%, 稼動時間 20 時/日

・下綱:

$$\begin{aligned} C &= B \times I \times D \times Sh \times So \times A \times O \times W \times Y \times M \times Z \\ &= 48.4 \times 0.95 \times 0.9 \times 0.24 \times 3.08 \times 1.0 \times 1.06 \times 1.43 \times 1.0 \times 1.0 \times 0.85 \\ &= 39.41 \text{ トン/時} \cdot \text{m}^2 \end{aligned}$$

ただしデッキファクター D は 2 段目であるので 0.9 となり下綱の処理能力は

$$39.41 \text{ トン/時} \cdot \text{m}^2 \times 8.6 \text{ m}^2 \times 0.7 \times 20 \text{ 時/日} = 4,745 \text{ トン/日}$$

(1) の産物粒度から原鉱の 45% が下綱の給鉱量になるから原鉱量としては

$4,745 \div 0.45 = 10,544$ トン/日が処理可能となり, 一日当りの処理能力としては 10,544 トン/日である。

3,500 トン/日処理には 2.9m² の篩面積が必要, 1,200mm × 3,000mm, 5.5kW の篩

4,000 トン/日処理には 3.3m² の篩面積が必要, 1,200mm × 3,600mm, 5.5kW の篩

(3) 一次油圧コーンクラッシャー (中砕) (計算書 - (3))

◦ 給鉱口の開き

$$250\text{mm} \div 0.8 = 312.5\text{mm} (12.5\text{インチ}) > 285\text{mm}$$

中国側案の給鉱口の開きでは若干狭い。

使用する油圧コーンクラッシャーは13インチの開きをもつ1366型(呼び名)となる。

◦ 産物粒度分布 (推定)

コース型クラッシャーとする。鉱石の種類から出口セット32mm以下の産物累積量を45%と推定、その時の粒度分布は、

粒度	mm	10	15	20	30	40	60	80
分布率	%	8	13	19	40	74	97	100

◦ 1366型油圧コーンクラッシャー (155kW) のカタログ能力

出口セット	mm	20	25	30	40	50
能力	トン/時	234	257	273	297	314

◦ 正味破碎能力 (Ta) の推定

$$T_a = T \times K_c \times K_m \times K_f \times S / 1.6$$

T カタログの処理能力 (32mmセット) 278トン/時

Kc 破碎物の種類による係数 (閃緑岩) 0.8

Km 水分係数 (最大5%) 0.92

Kf 負荷率 0.7

S 鉱石の見掛け比重 2.29

$$T_a = 278\text{トン/時} \times 0.8 \times 0.92 \times 0.7 \times 2.29 / 1.6$$

$$= 205\text{トン/時}$$

◦ 1日当りの処理能力

$$205\text{トン/時} \times 20\text{時/日} = 4,100\text{トン/日}$$

(4) 単床式傾斜振動篩及び二次油圧コーンクラッシャー (細砕) (計算書 - (4))

二次油圧コーンクラッシャーの産物粒度分布 (推定)

ファイン型クラッシャーとする。鉱石の種類から出口セット11mm以下の産物累積量は55%と推定でき、その時の粒度分布は

粒度	mm	5	10	15	20	25
分布率	%	20	48	80	95	100

。 篩及び二次クラッシャへの給鉱量（推定）

16mm以上の鉱量は17%，篩分効率90%，閉回路への新給鉱量をAとすれば循環荷重は $C = A \div \{(1 - 0.17) \times 0.9\} = 1.339A$ で求められる。

閉回路への新給鉱量Aは3,500トン/日の場合は

$$A = 3,500 - \{3,500 \times 5.3\% \times 90\% \} - \{3,333 \times 17\% \times 90\% \}$$

$$= 3,500 - 167 - 510 = 2,823 \text{ トン/日}$$

即ち

$$\text{二次クラッシャ給鉱量 } 2,823 \times 1.339 = 3,780 \text{ トン/日}$$

$$\text{篩給鉱量 } 3,780 + 3,333 = 7,113 \text{ トン/日}$$

4,000トン/日の場合も同様に

$$\text{二次クラッシャ給鉱量 } 3,226 \times 1.339 = 4,320 \text{ トン/日}$$

$$\text{篩給鉱量 } 4,320 + 3,809 = 8,129 \text{ トン/日}$$

。 篩の給鉱産物粒度（推定）

粒度	mm	5	10	15	20	30	40	60	80
分布率	%	13	29	49	59	72	88	99	100

。 単床振動篩の処理能力の推定

$$C = B \times I \times D \times Sh \times So \times A \times O \times W \times Y \times M \times Z$$

$$= 48.4 \times 0.95 \times 1.0 \times 0.46 \times 1.67 \times 1.0 \times 1.06 \times 1.43 \times 1.0$$

$$\times 1.0 \times 1.0$$

$$= 53.54 \text{ トン/時} \cdot \text{m}^2$$

篩は2台だから、その一日当りの総処理能力は

$$53.54 \text{ トン/時} \cdot \text{m}^2 \times 8.6 \text{ m}^2 \times 0.75 \times 20 \text{ 時/日} \times 2 \text{ 台} = 13,813 \text{ トン/日}$$

ここで、篩給鉱は、前に貯鉱舎があるので定量性が向上することと給鉱産物粒度の巾が狭くなることから、その負荷率を75%とする。

3,500トン/日処理には4.4m²の篩面積が必要、1,500mm×3,600mm、7.5kWの篩2台

4,000トン/日処理には5.1m²の篩面積が必要、1,500mm×4,200mm、11kWの篩2台

- 二次クラッシャの給鉱口の開き

$$80 \div 0.8 = 100 \text{ mm} = 4 \text{ インチ}$$

で中国側設計値と同じく466型（呼び名）を使用する。

- 466型油圧コーンクラッシャ（150kW）のカタログ能力

出口セット	mm	9	12	15	20	25
能 力	トン/時	95	110	119	137	153

- 正味破碎能力（Ta）の推定

$$\begin{aligned} Ta &= T \times Kc \times Km \times Kf \times S / 1.6 \\ &= 105 \text{ トン/時} \times 0.8 \times 1.0 \times 0.75 \times 2.29 / 1.6 \\ &= 90.17 \text{ トン/時} \end{aligned}$$

ただし 出口セット11mmにおけるカタログ能力 105トン/時

破碎給鉱産物は乾燥物のため 1.0

負荷率は操業安定性を増すことから 0.75

- 一日当りの処理能力

破碎機2台，稼動時間20時/日とすれば

$$90.17 \text{ トン/時} \times 2 \text{ 台} \times 20 \text{ 時/日} = 3,607 \text{ トン/日} < 3,780 \text{ トン/日}$$

で若干能力不足する。

モーターを150kW→170kWに増強すると出口セット11mmでのカタログ能力は119トン/時，正味破碎能力は102.19トン/時となり

$$102.19 \text{ トン/時} \times 2 \text{ 台} \times 20 \text{ 時/日} = 4,088 \text{ トン/日} > 3,780 \text{ トン/日}$$

で3,500トン/日の粗鉱処理が可能となる。

4,000t/日の粗鉱処理のためにはモーターを150kW→190kWに増加すれば出口セット11mmのカタログ能力135トン/時，正味破碎能力115.93トン/時と見込まれ，処理可能となる。

$$115.93 \text{ トン/時} \times 2 \text{ 台} \times 20 \text{ 時} = 4,637 \text{ トン/日} > 4,320 \text{ トン/日}$$

(5) ボールミル〔計算書－(5)〕

- ボールミル給鉱粒度分布（推定）

中国側基本設計では網目16mmの傾斜型振動篩の篩下産物は－14mmとなると想定しているが，16mm前後の産物も篩下産物に混入するので80%通過サイズは中国側想定値より若干粗くなると想定される。

ボールミル給鉱産物は複床式及び単床式の網下産物の和になる。

粒 度	mm	8	16
分布率	%	43	100

80% 通過サイズ (F_{80}) は 13,193 μ

- 産物の 80% 通過サイズ (P_{80}) の推定

摩鋳産物は -200 mesh (74 μ) 63% であるから $P_{80} = 129 \mu$ 程度と推定される。

- 破碎仕事指数の推定

日本における選鋳試験で粉碎仕事指数は 10.77 kWh/米トン (ハードグローブ法) である。ボンド法による粉碎仕事指数はハードグローブ法の値より 1.2~1.5 倍大きい。したがってボンド法の粉碎仕事指数を $10.77 \times 1.35 = 14.54 \text{ kWh/米トン}$ と推定する。

- ボールミルの選定

- ボールミルの所要処理能力：ボールミル 1 段閉回路 \times 2 系統，操業負荷率 90%，稼動時間 24 時/日とすれば

$$3,500 \text{ トン/日} \div 24 \text{ 時/日} \div 2 \text{ 台} \div 0.9 = 81 \text{ トン/時}$$

- 粗鋳トン当りの所要動力：

$$\begin{aligned}
 W &= W_i \times \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right] \times 1.1 = 14.54 \times \left[\frac{10}{\sqrt{129}} - \frac{10}{\sqrt{13,193}} \right] \times 1.1 \\
 &= 14.54 \times (0.8805 - 0.0871) \times 1.1 = 12.69 \text{ kWh/トン} \\
 &12.69 \text{ kWh/トン} \times 0.91 \times 1.183 = 13.66 \text{ kWh/トン}
 \end{aligned}$$

ただし ミル径補正 $(8/D)^{0.2} = (8/13)^{0.2} = 0.91$

$$\text{粉碎比補正 } R_r = F/P = \frac{13,193}{129} = 102.3 > 6 \quad \text{で補正不要}$$

$$\text{給鉱補正 } F_o = 4,000 \sqrt{\frac{13}{W_i}} = 4,000 \sqrt{\frac{13}{14.54}}$$

$$= 3,782 < 13,193 \mu = F_o \text{ で補正必要}$$

$$f = \{Rr + (W_i - 7) (F_o - F_o) / F_o\} / Rr$$

$$= \{102.3 + (14.54 - 7) (13,193 - 3,782) / 3,782\}$$

$$/ 102.3 = 1.183$$

産物補正 $P = 129 > 70$ で補正不要

・ ボールミルの所要動力の推定：

$$13.66 \text{ kWh} / \text{トン} \times 81 \text{ トン} / \text{時} = 1,106 \text{ kWh}$$

3,900mm ϕ \times 5,550mm 1200kW ボールミル2台を必要とする。

(6) ダブルスパイラル分級機〔計算書 - (6)〕

分級機溢流濃度の設計値は31%であるから分級点は約65mesh (208 μ)を考えているものと推定。

・ 所要プール面積

分級点65meshにおける比重2.7の単位面積当りの処理能力は0.237トン/ $\text{ft}^2 \cdot \text{時}$
 $= 2.551 \text{ トン} / \text{m}^2 \cdot \text{時}$ であり、比重4.1の場合の補正係数は1.50であるから

$$81 \text{ トン} / \text{時} \div \{2.551 \text{ トン} / \text{m}^2 \cdot \text{時} \times 1.5\} = 21.2 \text{ m}^2$$

これ以上の面積を有するものを選定すると、ダブルスパイラル分級機ストレートタンク型では54インチ (1,350mm), 20.4 m^2 以上を要し、48インチ (1,200mm) のプール面積16.3 m^2 では不足する。

・ サンド掻き上げ能力

48インチダブルスパイラル分級機 (ダブルピッチ型) のサンド掻き上げ能力は13.05トン/時 \cdot 回転数 \cdot シングルであるから、回転数を5rpmとすると

$$13.05 \text{ トン} / \text{時} \cdot \text{rpm} \cdot \text{シングル} \times 5 \text{ rpm} \times 2 \text{ スパイラル} \times 2 \text{ 台}$$

$$\times 24 \text{ 時} / \text{日} \times 4.1 / 2.7 = 9,512 \text{ トン} / \text{日}$$

で循環荷重で270%である。ボールミル閉回路の場合循環荷重300%程度に設定されるから若干能力不足である。

54インチダブルスパイラル分級機 (ダブルピッチ型) のサンド掻き上げ能力は15.75トン/時 \cdot 回転数 \cdot シングルであるから、回転数を4.9rpmとすると

$$15.75 \text{ トン} / \text{時} \cdot \text{rpm} \cdot \text{シングル} \times 4.9 \text{ rpm} \times 2 \text{ スパイラル}$$

$$\times 2 \text{ 台} \times 24 \text{ 時} / \text{日} \times 4.1 / 2.7 = 11,250 \text{ トン} / \text{日}$$

循環荷重320%で対応し得る。

(7) 浮選

・ 銅粗選機

1系統当りの所要処理鉱量：負荷率を90%とする。

$$3,500 \text{ トン/日} \div 24 \text{ 時/日} \div 60 \text{ 分/時} \div 2 \text{ 系} \div 0.9 = 1.35 \text{ トン/分} \cdot \text{系}$$

パルプ濃度31%，鉱石の真比重4.1から流量を求めると

$$\begin{aligned} & \{ (1.35 \text{ トン/分} \cdot \text{系} \div 0.31) - 1.35 \} + (1.35 / 4.1) \\ & = (4.35 - 1.35) + 0.33 = 3.33 \text{ m}^3 / \text{分} \cdot \text{系} \end{aligned}$$

浮選時間2分より所要容積は

$$3.33 \text{ m}^3 / \text{分} \cdot \text{系} \times 2 \text{ 分} = 6.66 \text{ m}^3 / \text{系}$$

浮選機の容積は4m²2区をもって1槽とするから

$$6.66 \text{ m}^3 \div 8 \text{ m}^2 / \text{槽} = 0.83 \text{ 槽} = 1 \text{ 槽}$$

中国側のマテリアルバランス，ウォーターバランスには操業負荷率という考えは入っていない。

・ その他の浮選機について検討した結果は次のとおりで問題ない。

銅粗選～銅・硫化総合二次清掃選	計 14 槽/系 × 2 系
銅・硫化総合精選	計 2 槽/段 × 2 段
銅・硫化分離粗選～同二次清掃選	計 6 槽
同精鉱及び銅・硫化分離精選	計 3 槽
脱硫浮選	計 4 槽

・ 浮選再摩鉱ボールミル

・ 給鉱粒度と産物粒度（推定）

$$-200 \text{ mesh } (74 \mu) \text{ 63\% から推定し, } F_{80} = 129 \mu$$

$$-200 \text{ mesh } (74 \mu) \text{ 98\% から推定し, } P_{80} = 40 \mu$$

・ 粉碎仕事指数の推定

摩鉱対象物は銅精選尾鉱と銅・硫化粗選精鉱だから原鉱よりは軟かくなる。主要鉱物比から粉碎仕事指数を推定すると12.43kWh/米トン

・ 再摩鉱ミルへの給鉱量（マテリアルバランスより推定）

$$490 \text{ トン/日} \div 24 \text{ 時/日} \div 0.9 = 22.7 \text{ トン/時} = 23 \text{ トン/時}$$

・ 再摩鉱ミルの選定

給鉱トン当りの所要動力：

$$\begin{aligned} W &= W_1 \times \left[\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right] \times 1.1 = 12.43 \times \left[\frac{10}{\sqrt{40}} - \frac{10}{\sqrt{129}} \right] \times 1.1 \\ &= 12.43 \times (1.5811 - 0.8805) \times 1.1 = 9.58 \text{ kWh/トン} \end{aligned}$$

補正值の推定 ミル径補正 8フィート (2,400mm φ) で補正不要

$$\text{粉碎比補正 } Rr = \frac{129}{40} = 3.2 < 6 \text{ で補正必要}$$

$$\frac{2(Rr - 1.35) + 0.26}{2(Rr - 1.35)} = \frac{2(3.2 - 1.35) + 0.26}{2(3.2 - 1.35)} = 1.07$$

$$\text{給鉱補正 } F_o = 4,000 \sqrt{\frac{13}{12.43}} = 4,091 > 129 = F_{so} \text{ で補正不要}$$

産物補正 $P_o = 40 < 70$ だから補正必要

$$\frac{P + 10.3}{1.145P} = \frac{40 + 10.3}{1.145 \times 40} = 1.10$$

再摩鉱ミルの所要動力の推定

$$9.58 \text{ kWh} / \text{トン} \times 23 \text{ トン} / \text{時} \times 1.07 \times 1.10 = 259 \text{ kW}$$

よって 2,400mm φ × 4,800mm (300KW) チューブミル1台を要す。

(8) 磁 選

- 単位処理能力の推定 718型磁選機はドラム直径30インチ (750mm φ), ドラム長1.8mと推定される。本機の処理能力は標準型で $56 \sim 75 \text{ m}^3 / \text{時} \cdot \text{m}$, 又は $29 \sim 40 \text{ トン} / \text{時} \cdot \text{m}$ (磁選条件による) であるので単位処理能力として $65 \text{ m}^3 / \text{時} \cdot \text{m}$, $34 \text{ トン} / \text{時} \cdot \text{m}$ と推定する。
- 磁粗選の処理能力 操業負荷率を90%とし, 容量及び鉱量の両面からチェックする。

$$\text{容量: } 65 \text{ m}^3 / \text{時} \cdot \text{m} \times 1.8 \text{ m} \times 24 \text{ 時} / \text{日} \times 6 \text{ 台} \times 0.9$$

$$= 15,163 \text{ m}^3 / \text{日} > 14,285 \text{ m}^3 / \text{日}$$

$$\text{鉱量: } 34 \text{ トン} / \text{時} \cdot \text{m} \times 1.8 \text{ m} \times 24 \text{ 時} / \text{日} \times 6 \text{ 台} \times 0.9$$

$$= 7,932 \text{ トン} / \text{日} > 3,317 \text{ トン} / \text{日}$$

でいずれも機械処理能力が大きく問題はない。

- 磁精選の処理能力

磁精選の場合 × 磁精選に比べ, 処理能力は一般的に低下し, 容量で $33 \text{ m}^3 / \text{時} \cdot \text{m}$, 鉱量で $12 \text{ トン} / \text{時} \cdot \text{m}$ 程度となる。容量及び鉱量の両面からチェックすると

$$\text{容量: } 33 \text{ m}^3 / \text{時} \cdot \text{m} \times 1.8 \text{ m} \times 24 \text{ 時} / \text{日} \times 3 \text{ 台} \times 0.9$$

$$= 3,849 \text{ m}^3 / \text{日} < 5,253 \text{ m}^3 / \text{日}$$

$$\text{鉱量: } 12 \text{ トン} / \text{時} \cdot \text{m} \times 1.8 \text{ m} \times 24 \text{ 時} / \text{日} \times 3 \text{ 台} \times 0.9$$

$$= 1,400 \text{ トン} / \text{日} > 1,344 \text{ トン} / \text{日}$$

となり, 鉱量的には十分能力を有する。容量的には不足気味であり, 精鉱品位の確保が

困難である。磁精選を給鉱濃度 20% とし、1 段で実施するとすれば

$$5,253 \text{ m}^3 / \text{日} \div (33 \text{ m}^3 / \text{時} \cdot \text{m} \times 1.8 \text{ m} \times 24 \text{ 時} \times 0.9) = 4.1 = 4 \text{ 台}$$

は必要となる。

○ 脱硫浮選

脱硫浮選への鉱量 1,240.75 トン/日

$$1,240.75 \text{ トン/日} \div 24 \div 60 \div 0.9 = 0.96 \text{ トン/分}$$

パルプ濃度 29% 鉱石比重 4.97 から流量を求めると

$$\begin{aligned} & ((0.96 \text{ t/分} \div 0.29) - 0.96) + (0.96 / 4.97) \\ & = (3.31 - 0.96) + 0.19 = 2.54 \text{ m}^3 / \text{分} \end{aligned}$$

浮選時間 12 分より浮選機の必要槽数は

$$2.54 \text{ m}^3 / \text{分} \times 12 \text{ 分} \div 8 \text{ m}^3 / \text{槽} = 3.8 \text{ 槽} = 4 \text{ 槽}$$

○ 磁選の再摩鉱ミル

・ 給鉱粒度と産物粒度 (推定)

- 200 mesh (74 μ) 63% から推定し, $F_{80} = 129 \mu$

- 200 mesh (74 μ) 80% から同じく, $P_{80} = 74 \mu$

・ 粉碎仕事指数の推定

摩鉱対象物は磁鉄鉱 (磁粗選精鉱) であるから原鉱よりは軟かくなる。主要鉱物比から粉碎仕事指数を推定すると 10.57 kWh/米トン

・ 再摩鉱ミルへの給鉱量 (マテリアルバランスより推定)

$$1,344 \text{ トン/日} \div 24 \text{ 時/日} \div 0.9 = 62.2 \text{ t/時} = 63 \text{ t/時}$$

・ 再摩鉱ミルの選定

給鉱トン当りの所要動力:

$$\begin{aligned} W &= W_i \times \left[\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right] \times 1.1 = 10.57 \times \left[\frac{10}{\sqrt{74}} - \frac{10}{\sqrt{129}} \right] \times 1.1 \\ &= 10.57 \times (1.1625 - 0.8805) \times 1.1 = 3.3 \text{ kWh/トン} \end{aligned}$$

補正值の推定

$$\text{ミル径補正 } (8/8)^{0.2} = 1.0$$

$$\text{粉碎比補正 } R_r = \frac{129}{74} = 1.743 < 6 \quad \text{で補正必要}$$

$$\frac{2 (R_r - 1.35) + 0.26}{2 (R_r - 1.35)} = \frac{2 \times (1.743 - 1.35) + 0.26}{2 (1.743 - 1.35)} = 1.331$$

$$\text{給鉱補正 } F_o = 4,000 \sqrt{\frac{13}{10.56}} = 4,438 > 129 = F_{80} \quad \text{で補正不要}$$

産物補正 $P_0 = 74 > 70$ だから補正不要

再摩鋳ミルの所要動力の推定

$$3.3 \text{ kWh/t} \times 63 \text{ t/時} \times 1.0 \times 1.331 = 277 \text{ kW}$$

よって2,400mm ϕ \times 4,800mm, 300kW チューブミルでよい。

第V章 精鉱輸送

1. 中国側基本構想

中国側の現状は、パイプラインルートを選定を終わったばかりで、その縦断測量・流送試験等は、これから実施する段階である。

精鉱輸送に関する中国側の要望及び条件としては下記のとおりとなっている。

1-1 輸送物の種類と量	鉄精鉱	1,113.49 乾量トン/日
	銅精鉱	113.44 "
	硫化精鉱	69.61 "
1-2 パイプライン敷設方式	地中埋設（埋設深さ：1.0m）	
1-3 地形条件	輸送距離	31.0km
	標高差	-41.4m
	（起点標高	54.0m）
	（終点標高	12.6m）
1-4 流送諸元	流送スラリー濃度	55.0%
	輸送量	72,38m ³ /時間
	輸送管口径	125mm
	スラリー流速	1.56m/秒
	圧力損失	0.0471m-水柱/m-距離

2. 精鉱の長距離輸送計画に関する技術的提言

2-1 概要

精鉱の高濃度スラリー輸送を計画する場合、輸送物の特性を十分に把握するために、選鉱パイロットプラント産物の特性試験を行うことが必要である。ここでは、粒度特性、沈降特性、平均真比重、塑性粘度、剪断降伏値等を測定し、これらの解析結果からパイプラインシステムの基本となる流送諸元を想定し、動水勾配ならびに流送ポンプの所要吐出圧力を計算する。

この流送諸元とパイプラインルートの地形条件からパイプラインシステムの基本設計及びパイプライン敷設計画の検討を行う。

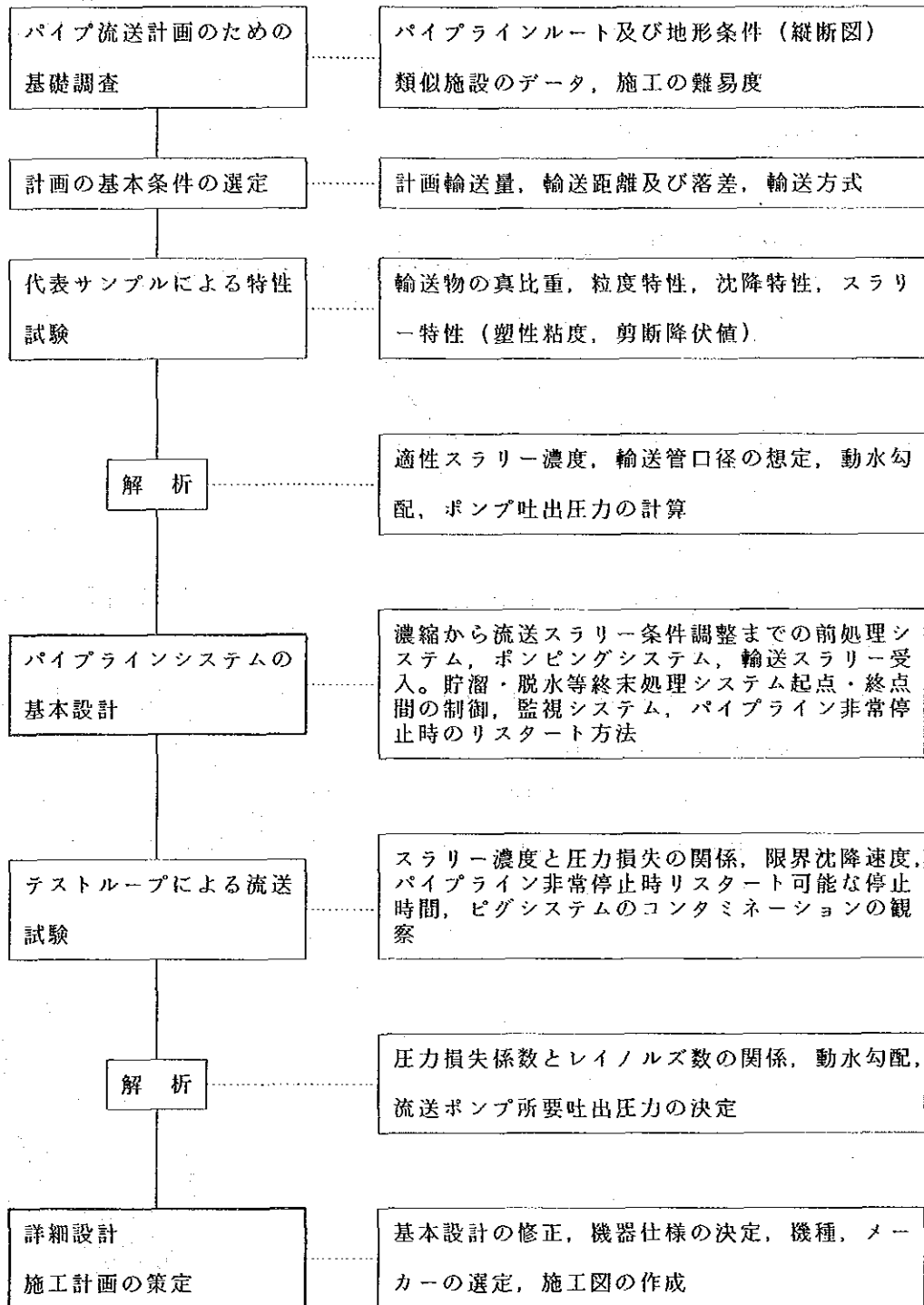
次に、基本設計に基づいて計画と同等の口径のテストループを建設し、流送試験を実施す

る。ここでは、スラリー濃度と圧力損失の関係、限界沈降速度の測定及びパイプライン非常停止時のリスタート方式、ピグシステムを採用する場合のコンタミネーションのチェックを行い、諸データの解析結果から流送諸元、ポンプの所要吐出圧力等を決定する。流送試験結果による基本設計の修正、細部の設計を行った後に施工計画を策定する。

計画段階はここままで、つづいて実施段階に移行する。

又、小口径のテストループによる流送試験結果をスケールアップして実施規模のパイプラインを設計する手法も考えられるが、輸送スラリーの特性をじゅうぶん把握できていない現状では、実施規模とほぼ同等の口径のテストループによる流送試験が是非必要であり、そうすることによってより信頼性の高い計画となる。

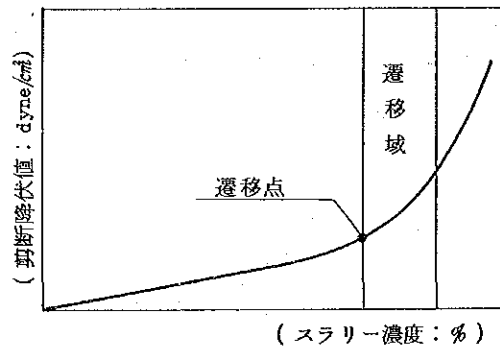
2-1-1 パイプラインシステムの設計手順



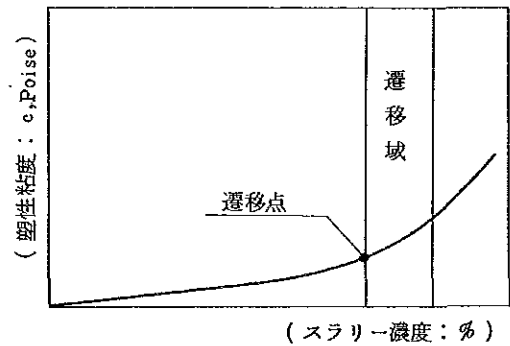
第25表 パイプラインシステムの設計手順

2-1-2 精鉱スラリーの一般的な特性

(1) 精鉱の高濃度スラリーは、一般的に塑性流体 (Bingham Fluid) として取り扱うことができる。この塑性流体は剪断降伏値をもち、それ以上の剪断力が作用してはじめて管内の流動を開始するという特性があり、また、ニュートン流体と同様に粘性を持ち、これを塑性粘度と称する。剪断降伏値と塑性粘度を知ることによって、精鉱スラリーの流動特性を解析できる。



第31図 剪断降伏値

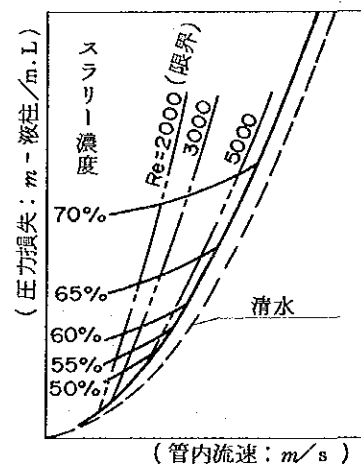


第32図 塑性粘度

剪断降伏値及び塑性粘度とスラリー濃度の関係をグラフにプロットすると第31図及び第32図のようにある濃度を超えるとその特性値が急激に増大する傾向にあり、精鉱スラリーでは、一般的にスラリー濃度60%前後のところにその遷移点があると言われている。また、最適流送濃度もこの遷移点の近傍で見つけることが出来る。

(2) 圧力損失と管内流速の関係をプロットすると

第33図のようになる。一般的に、レイノルズ数が2000のときの管内流速を限界沈降速度とし、レイノルズ数3000~5000の範囲に最適流送条件があるとされている。



第33図 管内圧力損失

2-1-3 代表サンプルによる特性試験

(1) 精鉱スラリーの特性試験は、その特性（真比重、粒度特性、沈降特性、塑性粘度及び剪断降伏値）を実験室規模で、把握するために実施するもので、極めて重要な作業である。

また、他の類似の施設（小規模でも良い）のデータを集め、特性試験の解析結果とあわせて基本設計を進めることによって、より実際の設備に近い設計となる。

(2) 一般的に、精鉱スラリーの遷移点での特性は剪断降伏値で $15\sim 25\text{ dyne/cm}^2$ 塑性粘度で $5\sim 10\text{ centi-Poise}$ 程度である。

(3) また、パイプラインが非常停止した時のリスタートの可能性を知る意味から輸送物の平均真比重及び粒度分布をチェックし、遷移点前後のスラリー濃度での沈降特性を十分に把握することが必要である。もし、リスタート可能な停止時間が数時間と短い場合には、非常用の水パージシステムが必要となり、更に複雑なポンピングシステムとなるので、流送試験の段階でのチェックと併せ、十分な検討を要する。

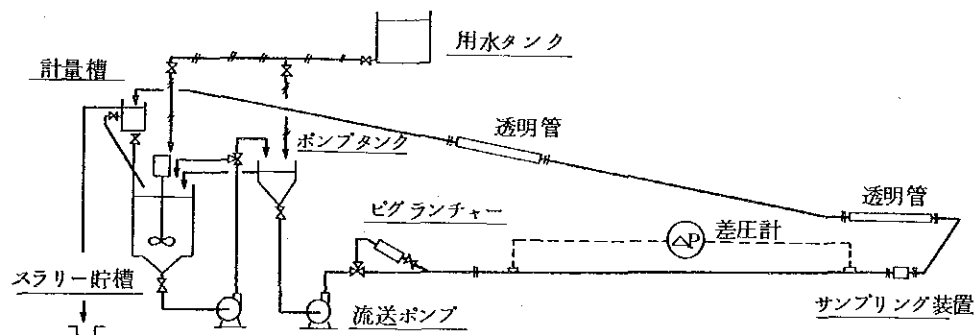
2-1-4 流送試験

(1) テストループ

前項の特性試験結果より、最適流送スラリー濃度、輸送管口径を想定した上で、テストループを製作し、圧力損失、限界沈降速度、ピグシステムのコンタミネーション、非常停止時のリスタート方式等をチェックするための流送試験を行う。

テストループの概要は第34図に示す。

流送試験用のテストループは、圧送ポンプの吐出圧力が最小になる経済的な流送条件を想定して設計することができる。このテストループによる試験データは、実際の設備に適用することができる。



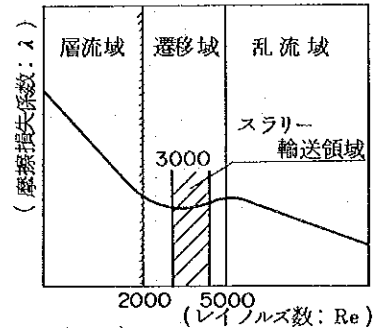
第34図 テストループ

(2) 圧力損失と流送スラリー濃度との関係

テストループにより、スラリー濃度をパラメーターとして管内流速を変化させ、各々の圧力損失を差圧計によって測定し、第33図に示すグラフを作成する。

これによって各濃度毎の動水勾配を判定し、各々の場合の流送ポンプ吐出圧力の動向を計算によって求める。

これに解析を加え第35図に示すような摩擦損失係数とレイノルズ数の関係（両対数グラフ）を求めて、最適流送条件を判定する。



第35図 摩擦損失係数

(解析に用いる一般式)

$$\mu = \eta + \frac{d \cdot \tau_y}{6 \cdot v}$$

$$Re = \frac{\gamma \cdot v \cdot d}{\mu}$$

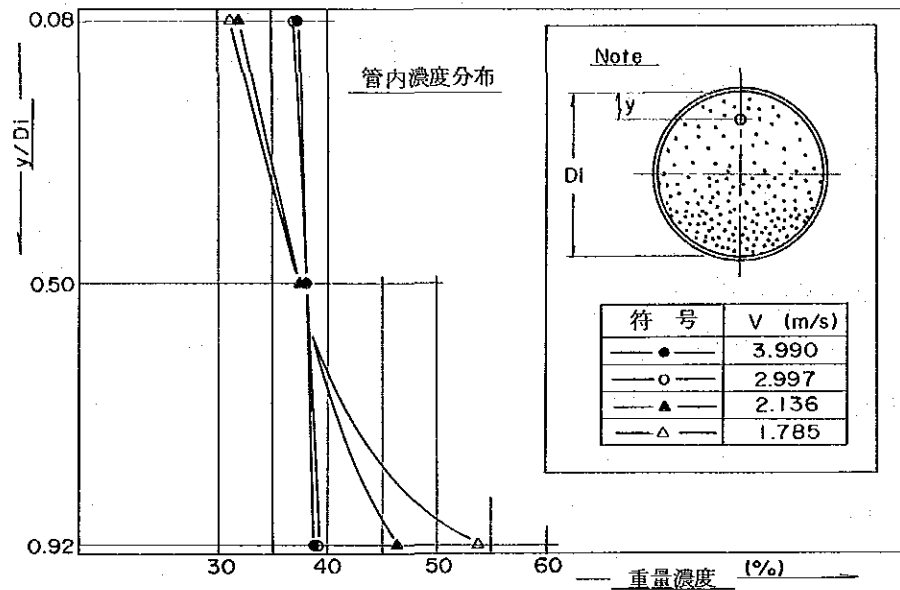
$$\lambda = \frac{2g \cdot D \cdot \Delta P}{\gamma \cdot V^2 \cdot L}$$

- μ : 見掛け粘度
- η : 塑性粘度 (Poise)
- τ_y : 剪断降伏値 (dyne/cm²)
- v : 管内流速 (cm/s)
- d : 管内径 (cm)
- Re : レイノルズ数
- γ : スラリー比重
- λ : 摩擦損失係数
- D : 管内径 (m)
- ΔP : 差圧 (m-水柱)
- V : 管内流速 (m/s)
- L : 差圧測定センサー間隔 (m)
- g : 重力の加速度 (9.8 cm/sec²)

(3) 限界沈降速度

透明管による判定ではふじゅうぶんなので、輸送管水平部にサンプリング装置を設けて上下断面方向の濃度、粒度構成の変化を測定し、限界沈降速度を判定する。

第36図に示すような特性をチェックして総合的に判定する。



第36図 管内濃度分布

サンプリング点数を5点程度にするのが良いと考える。

(4) ピグシステムのコンタミネーションのチェック

異種の精鉱を同一のパイプラインで輸送する場合、他鉱種の混入の割合が大きな問題になる。従って、テストループにピグランチャーを設け実際の設備と同様の操作をして、清水に置き替え、Displacement-Pigを挿入し、テストループ出口での水が殆ど濁りのなくなる状態になるまでの時間をはかり、実施規模での清水流送時間を推測出来るようなテストループとすることが必要である。また、ピグ1本の場合と2本以上複数のピグを通した場合に、この時間がどのように変化し、複数のピグを通す必要があるかどうかの判定をする。この試験を実施する意味からも、テストループの長さは300m程度必要であろう。

(5) パイプライン非常停止時のリスタートの可能性のチェック

リスタートの可能性は 最適流送条件下で、流送ポンプを停止させ、透明管部で端面の位置を観測し、流送ポンプを再起動して徐々にポンプの回転数をあげていったときに、管下部に堆積している精鉱を再流動化できるかどうかによりチェックする。この場合当然のことながら清水流送に切り替えてからリスタートする。

この試験により、最大何時間のパイプラインの停止が可能であるかをチェックし、

停電対策等を講ずる必要がある。

(6) その他計測すべき事項

- ・ スラリー比重：テストループからのサンプリングによる測定で十分
- ・ スラリー温度：テストループに温度計を設ける
- ・ スラリー流量：計量槽によるバッチ計測
- ・ 流送ポンプ回転数及びポンプ吐出圧力
- ・ ピグ挿入時のポンプ吐出圧力の変化及びポンプ回転数

2-2 パイプラインシステムの概要

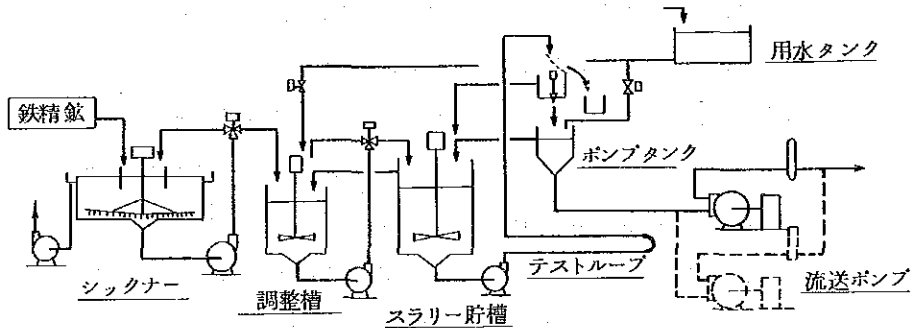
パイプラインシステムは下記により構成される。

選鉱産物をシクナーで濃縮した後、流送スラリー条件を調整したものを高圧のスラリーポンプにより圧送するポンプステーションと、スラリーを目的地まで移送するためのパイプライン及び目的地内に設けられるスラリー受入、貯溜設備で構成される。

2-2-1 ポンプステーション

各々生産量の異なる3種類の精鉱を一本のパイプラインで輸送する計画であるが、全産物の約80%を占める鉄精鉱を主体的に考える。

(鉄精鉱の場合のフロー概要)



第37図 ポンプステーション

スラリーはシクナーにより濃縮されて調整槽に送られ、所定の濃度になるように水で稀釈され、調整完了後スラリー貯槽に移送される。調整槽はバッチ操業とし、スラリー貯槽以降を連続操業とする。スラリーはテストループにより圧力損失をチェックされ流送ポンプに供給される。

銅精鉱と硫化精鉱については量が少なく1日当たり1バッチ操業のため、各々1日分の容量をもつ調整槽だけで十分で、スラリー貯槽は不要である。これら2種の精鉱のテストループによるテストについても不要である。

2-2-2 パイプライン

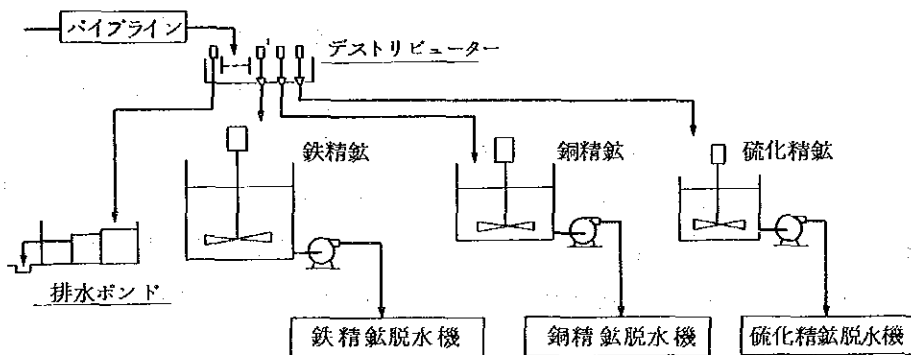
パイプラインについて問題となるのは 停電事故等により流送ポンプが停止した場合の閉塞である。ポンプ停止の場合、60%程度の流送濃度では、25~30%の分離した清水の層が上部に形成される。従って圧密が起きる前にリスタートできれば、閉塞の心配は殆どないと考えられる。ちなみに、サンプルテストの結果では、16時間後で再流動可能なことを確認している。

輸送パイプの仕様を決定するには、パイプ内面の摩耗が問題となるので、あらかじめ摩耗を見込むことと、耐摩耗性のより高い材質を選定する必要がある。また、パイプラインの要所にパイプの肉厚測定箇所を設け、定期的に測定・管理できるような構造とすることが大切である。

一般的に、パイプラインの寿命は内面の摩耗・腐蝕によるだけでなく、外面からの腐蝕によっても大きく左右されるので、パイプライン全長にわたって十分な防蝕施工をすることも重要である。

2-2-3 終点におけるスラリーの受入・貯溜設備

輸送されてきたスラリーは、一旦デストリビューターに受け、鉱種毎に設けられた貯溜槽に送られる。このデストリビューターでは、ピグの回収もできる構造とする。設備の概要は、第38図に示す通りであるが、鉱種を自動的に見分けることは困難なので、起点・終点間の通信回路を利用して流送中の鉱種を確認出来るようにし、各鉱種の輸送順序を常に、鉄精鉱、硫化精鉱、銅精鉱そして再び鉄精鉱といったように固定して操業することが必要である。清水流送とスラリー流送は、濃度計あるいは濁度計等により区別できる。



第38図 脱水場

2-2-4 脱水設備

脱水設備については、中国側で十分実績があるので、とくに提言することがない。

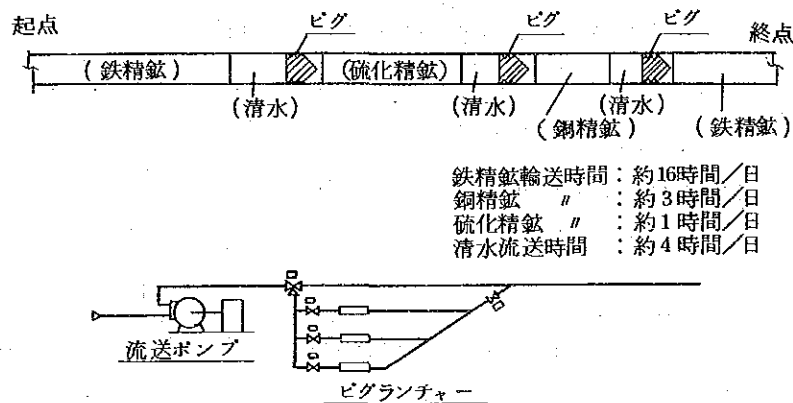
2-2-5 その他

パイプラインシステムのコントロール等の詳細については、添付のパイプラインシステム・計測・制御概念図（第40図）を参照のこと。

2-3 ピグシステムによる3種精鉱の輸送方式

異種の輸送物を同一パイプラインで輸送するためには、各輸送物相互の混入を最少にする必要がある。そのために各輸送物の間を水でセパレートし、更にリークの少ないDisplacement-Pigを挿入して、各輸送物相互の混入を防止するのが一般的な手法である。特に、価値の高い銅精鉱への異鉱種の混入及び他鉱種へのリークアウトのないものとする必要がある。

（ピグシステムの概要）



第39図 ピグシステム

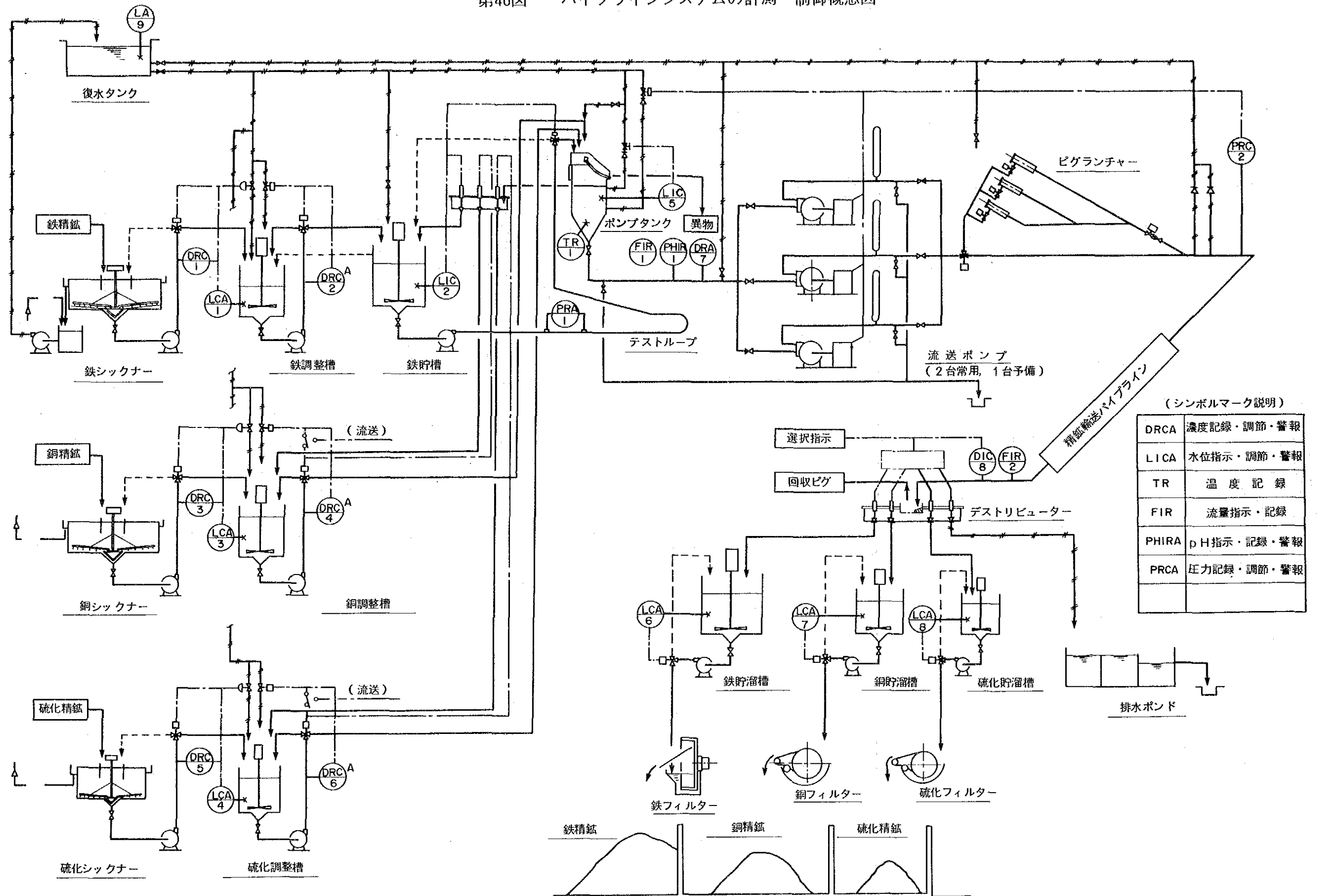
第39図のように1工程分のピグをあらかじめ仕込んでおき、所定のタイムサイクルで1個ずつバルブ切替により発射していく方式をとり、次工程分のピグの仕込みは鉄精鉱輸送中に行うこととする。この作業を毎日繰り返すことになるが、精鉱の送り出し順序を固定し、所定のタイムサイクルをあらかじめ設定しておくことにより自動的にピグの発射作業を行う。またピグの発射は水に置き替わってからの作業なので、バルブ操作も容易にできる。

また、ピグの発射数と清水流送時間は少ない方が有利と言えるが、流送試験の結果でピグの発射数と清水流送時間の最小値を確認できない現状では第39図に示すタイムサイクルを目安とする。

2-4 輸送パイプの摩耗及び寿命

パイプラインの寿命を左右する大きな要因は、パイプの摩耗である。鉄精鉱は、平均真比重が5.0程度であり、非常に沈降し易い特性をもち、また粘土鉱物等の含有による母液の潤滑効果も、全く期待できない性質なので、相当に摩耗性の高い輸送物と判断される。

第40図 パイプラインシステムの計測・制御概念図



スラリー輸送本来の目的は、高濃度、高速流送をしても、レイノルズ数5000程度までであれば、圧力損失も少なく摩耗も少ないという利点を利用することである。

安慶銅鉱山の精鉱スラリーは、普通の精鉱スラリーより摩耗の点で不利と思われるので、本計画ではレイノルズ数3000付近の可能な限り低流速の範囲で実施し、普通程度の摩耗量実現をめざしている。一般的に、摩耗量は0.2～0.3mm/年とされ、パイプライン寿命を15年程度に見込み、摩耗量として4.5mm程度を見込んでおけばよい。ただし、パイプの材質は、グレード5LX-52（降伏応力：52,000Psi，3,640Kg/cm²）相当品を使用した場合である。

2-5 パイプラインシステムの運転に関する注意事項

2-5-1 ポンプステーションの運転管理

ポンプステーションの運転は殆どが自動化され、操業データは全て記録される方式となるので、故障時における迅速、かつ適格な対応のできる運転管理が重要でありパイプライン閉塞等の大きなトラブルを未然に防止し、リスタートできることになる。

【日常の作業】

- (1) ピグの挿入及び水張り・エア抜き。
- (2) ポンプ、攪拌機、バルブ類の日常点検・整備（マルスポンプを採用した場合には特にバルブの摩耗チェックを要するので、予備のポンプが必要である。）
- (3) 計器、センサー類の日常点検及び整備
- (4) 輸送スラリーをサンプリングし、分析により濃度、比重等をチェックすることによって、濃度計の誤差を管理する。
- (5) 非常用用水の確保。

【定期点検箇所】

- (1) マルスポンプ摩耗部品の点検、データ管理。
- (2) 計器・センサー類の点検・キャリブレーション（従って予備が必要）。
- (3) テストループの摩耗量測定（超音波厚み計等により運転中に実施可能なものとする）。
これによって本パイプラインの摩耗状況を推定できる。

2-5-2 パイプラインの管理

パイプラインは、できるだけシンプルなものとし付属装置のない構造が望ましいので、設置するエア抜き・ドレン等はスタートアップ時の水張りに使用した後は、盲蓋をして漏れのないようにする。万一、パイプラインの閉塞事故が起こった時には、これを使用してパイプ内の沈殿物を排出することができるが、本計画では地形の最大傾斜が1°以下でほぼ水平配管とみなしうるのでリスタート方法を確立すれば閉塞はないと考える。ただ

し、停電時の対応を考えれば、流送ポンプは常用2台、予備1台の3台配置が望ましい。パイプの肉厚測定はパイプライン途中に設けた柵により実施する。柵は4箇所とし直管部及び曲管部ともに各々2箇所とする。

この測定データはパイプラインの寿命を推測しその更新時期を決定する資料となる。

【長時間停電時の対応】

- (1) 非常用発電設備を設け、停電時直ちに作動できるものとする。
- (2) 停電により、流送ポンプが停止するとパイプラインに清水がバージされ、発電機作動後、流送ポンプを70%回転数で1台だけ運転を再開する（定常時の35%流送量となる）。この時、ポンプタンクへ水がフィードされ、清水流送に切り替える。
- (3) 停電回復後、1台運転（100%回転数）にする。
- (4) 次に、2台（100%回転数）運転とする。

ここまでは清水流送であり、諸データをチェックした上でスラリー流送に切り替える。

- (5) 停電回復から、定常運転に切替わるまでの所要時間は2時間あればじゅうぶんである。

2-5-3 終点のスラリー受入・貯溜設備

輸送されてきた精鉱スラリーを鉱種毎に仕分けし、各々の貯溜槽に送り、更にポンプにより脱水機に送る設備である。

貯溜槽に設置される攪拌機の空転防止のために、レベル下限におけるインターロックと、清水流送時の排水を放流するための沈澱池の設置が必要である。

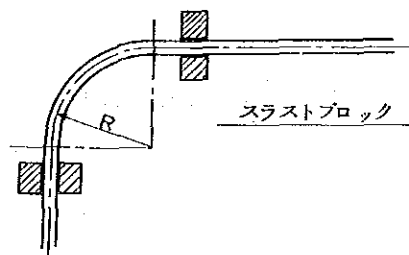
2-6 パイプライン敷設に関する注意事項

2-6-1 曲管部の最小曲率半径は1.2mとし、肉厚は直管部よりも大きくする。

$R > 4D$ になると直管と同等の摩耗量と考えてよいが、摩耗性を考慮して $R_{min} = 8D$ とする。

2-6-2 曲管部にはパイプの伸縮を考慮してコンクリート製のスラストブロックを設ける。

(第41図)



第41図 曲管部

2-6-3 輸送管外面の防蝕を十分にすること。

2-6-4 配管の勾配は1/40以下とする。

停電時、スラリー中の固形物は逐次管底に沈澱しはじめ上部に清水層ができる。その沈澱物が管路に沿ってすべり落ちて、管路を塞ぐおそれのある勾配はさける。

2-6-5 本パイプラインルートの中の地形は起点と終点とを結んだ直線の下にあり（第50図パイプライン及び動水勾配等流送諸元参照）、 $0.6\text{m}^3/\text{min}$ 程度の水による自然流送が可能な構造なので、パイプラインの水張り作業はポンプを使用せずに容易にできる。

2-6-6 ウォーターハンマーによる設備の破損を防止するために、終点部は開放とし、バルブを設けない。

2-6-7 配管途中の漏れをチェックするために、起点と終点に流量計を設ける。

（配管外面の塗覆装の例）

アスファルトビニロンクロス巻き方式

- (1) アスファルトプライマ : 塗装されるアスファルトと管外面との密着を良くするためのブローンアスファルトを溶剤にて溶解したもの
- (2) アスファルト : 防蝕被覆の主要な素材（ブローンアスファルト）
- (3) 覆装材 : アスファルト塗膜を保護し、機械的強度を補強するもので、耐熱・耐蝕用ビニロンクロスを使用する。

3. サンプルテストの結果に基づく技術的提言

3-1 サンプルテストの結果

1986年12月22日から3日間にわたって、選鉱試験のサンプルによる特性試験を実施し、鉄精鉱の性質を概略把握することができた。

これによると、普通の精鉱スラリーよりも、かなり沈降性の高いものであり、できるだけ高い濃度で流送すべきである。

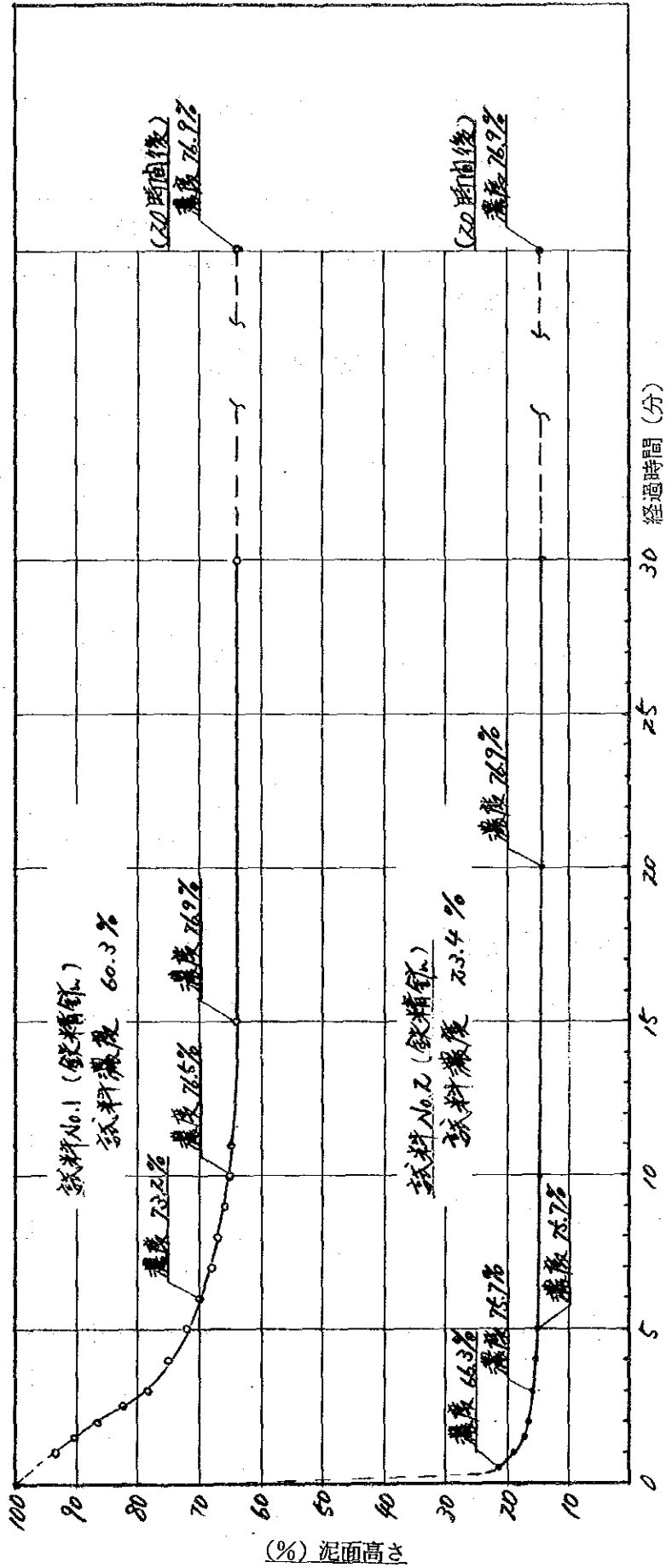
管路途中の流動状態を保ちかつ低い圧力損失で流送するためには、スラリー濃度は60%前後と予想される。60%を超えると急激に圧力損失が増加するので最適流送濃度は62.5%以下と考えられる。

なお、入手サンプル量が少なかった関係で、銅精鉱と硫化精鉱については、その特性を把握するまでには至らなかったが、日本国内の精鉱の特性とほぼ同等の値であり、鉄精鉱よりは流動し易いものであると考えられる。

サンプルテストの結果と、その解析結果から推定した使用パイプ毎の圧力損失特性及び日本国内の精鉱特性を添付する。

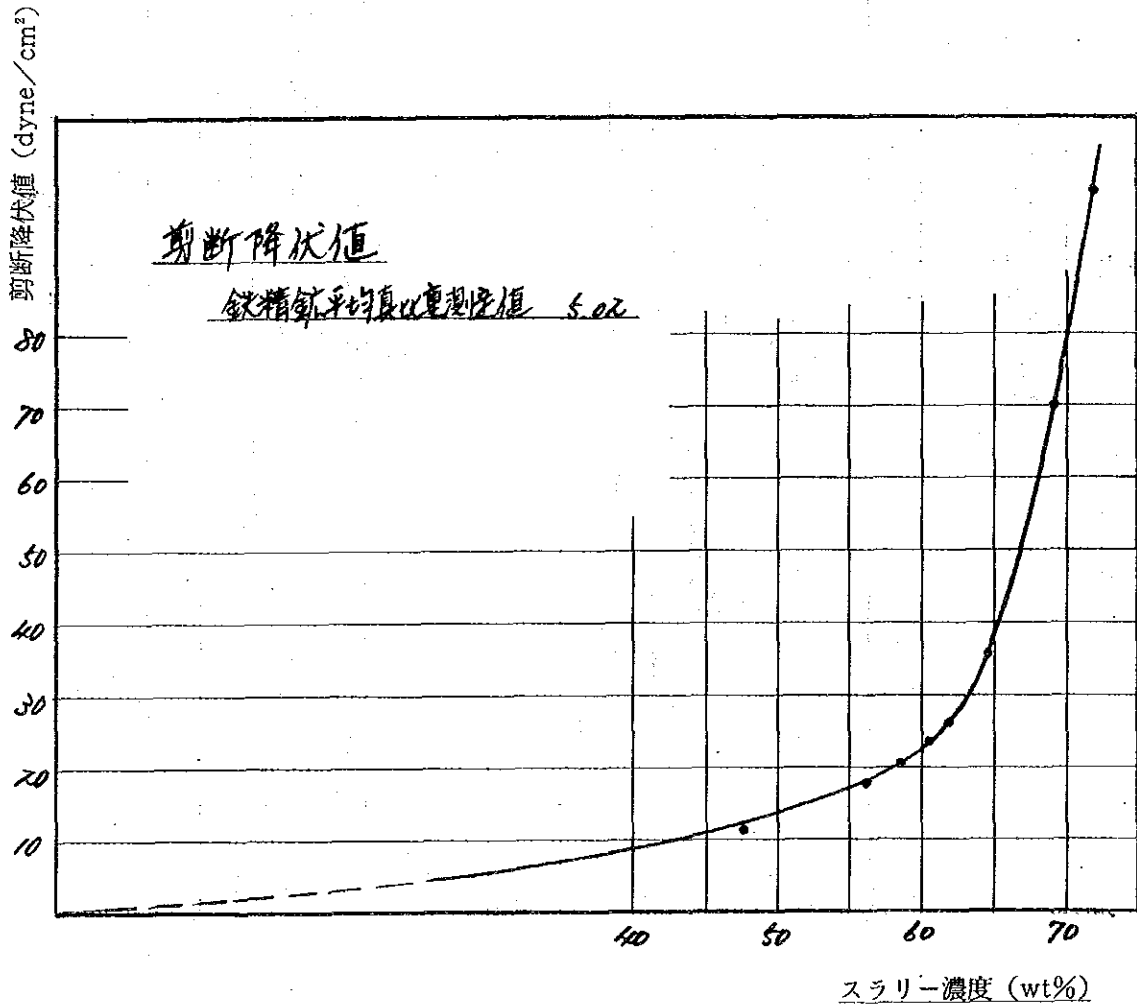
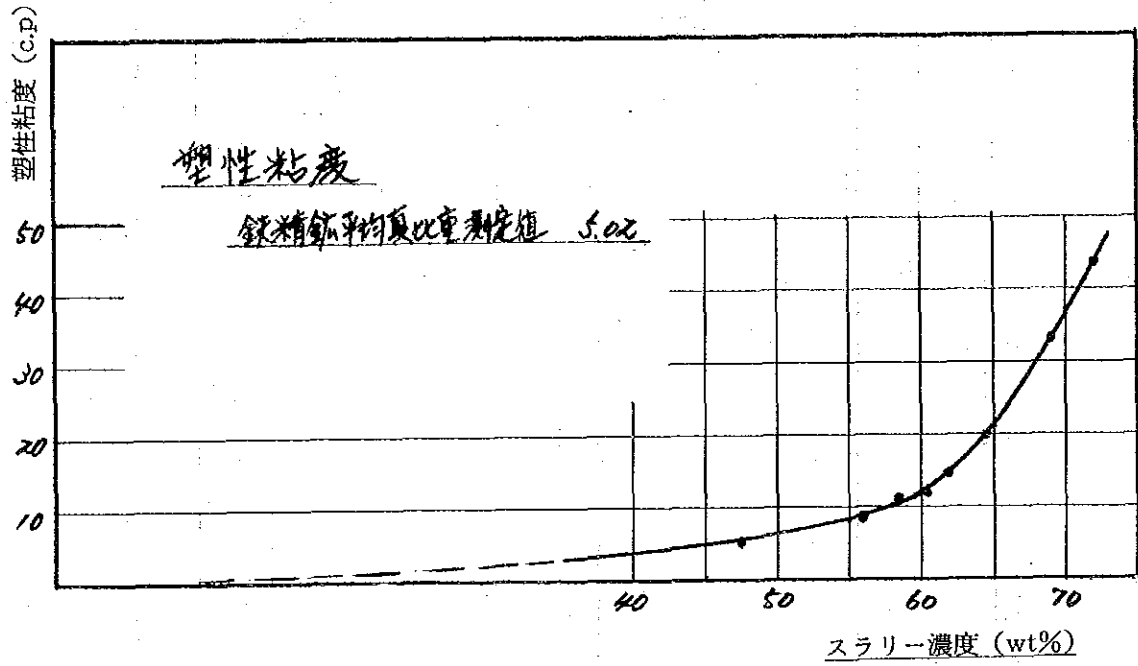
第42図：鉄精鉱サンプルの沈降特性

(測定年月日 '86.DEC.22~23)

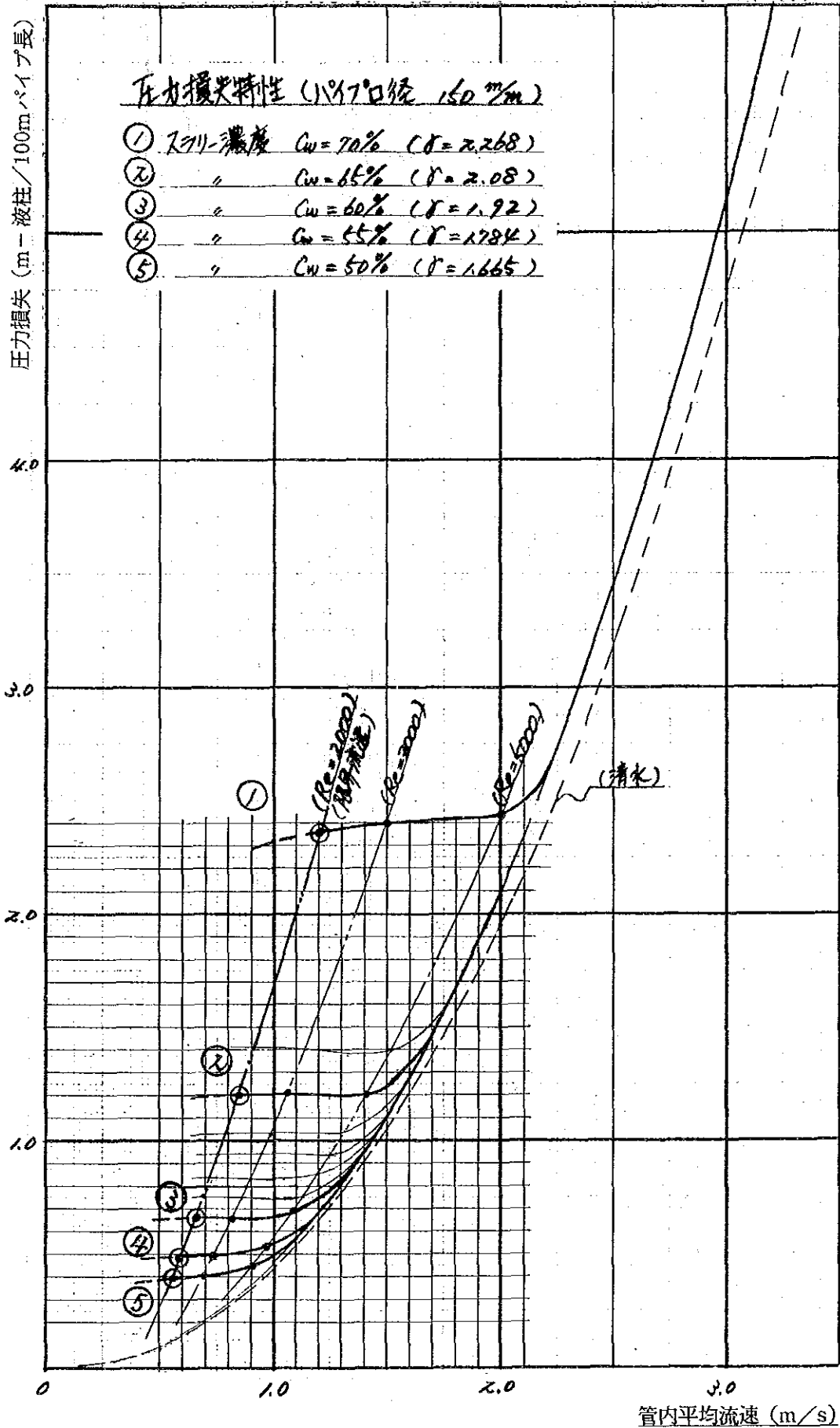


第43図：鉄精鉱サンプルのビンガム特性測定値

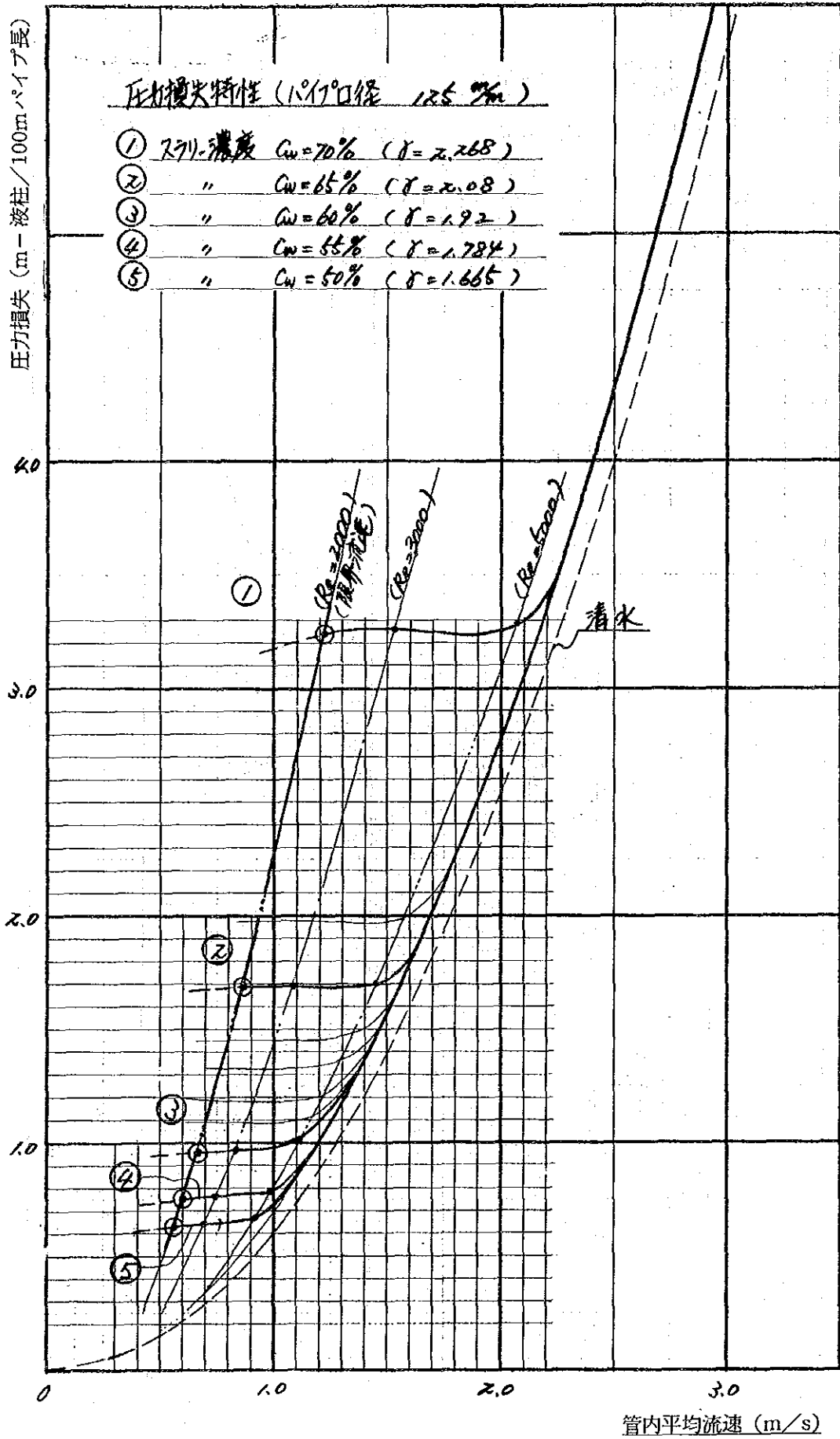
(測定年月日 '86.DEC.22~24)



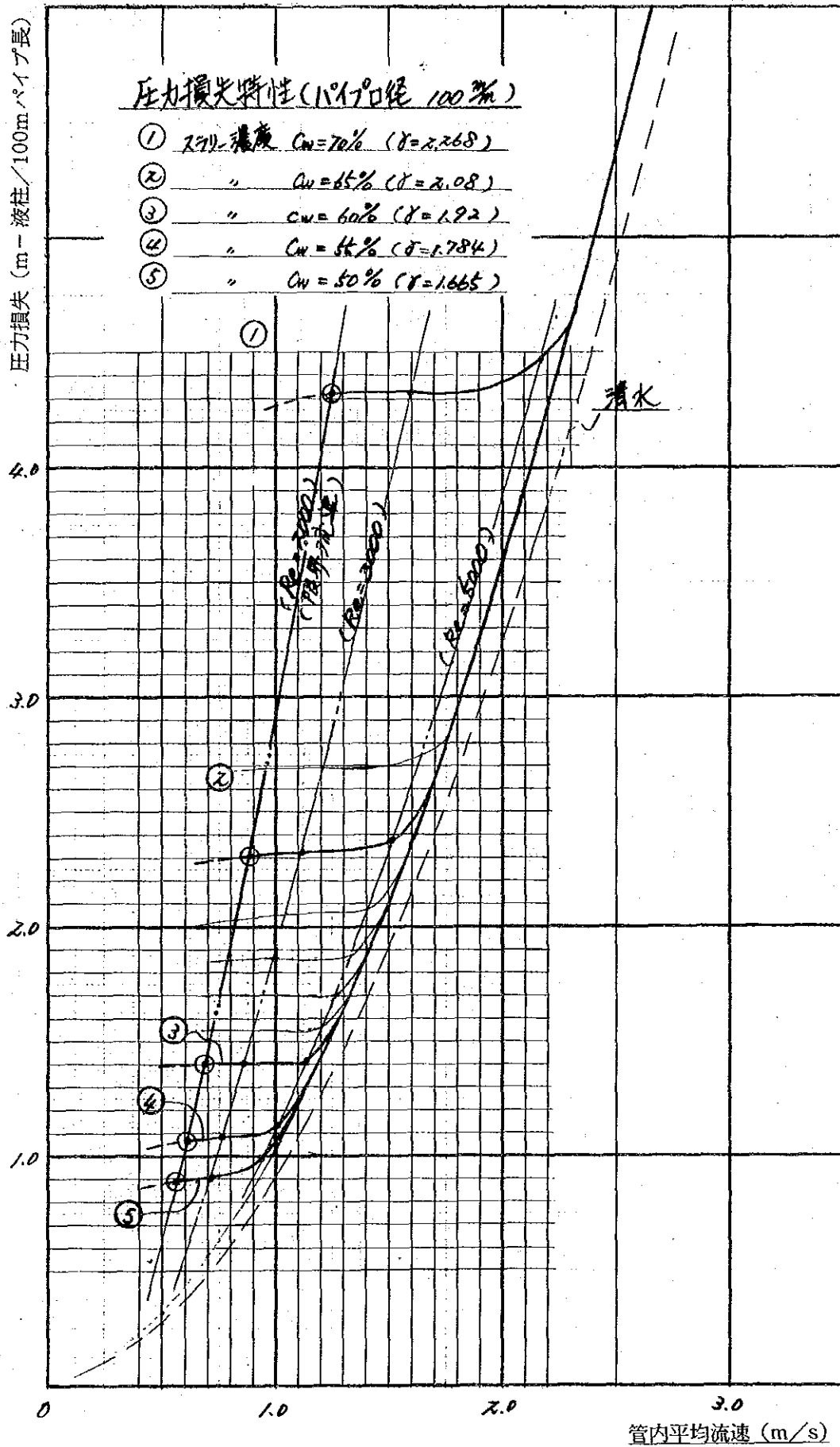
第 44 図：パイプ口径 150mm の場合の圧力損失推定値 (パラメータ：濃度)



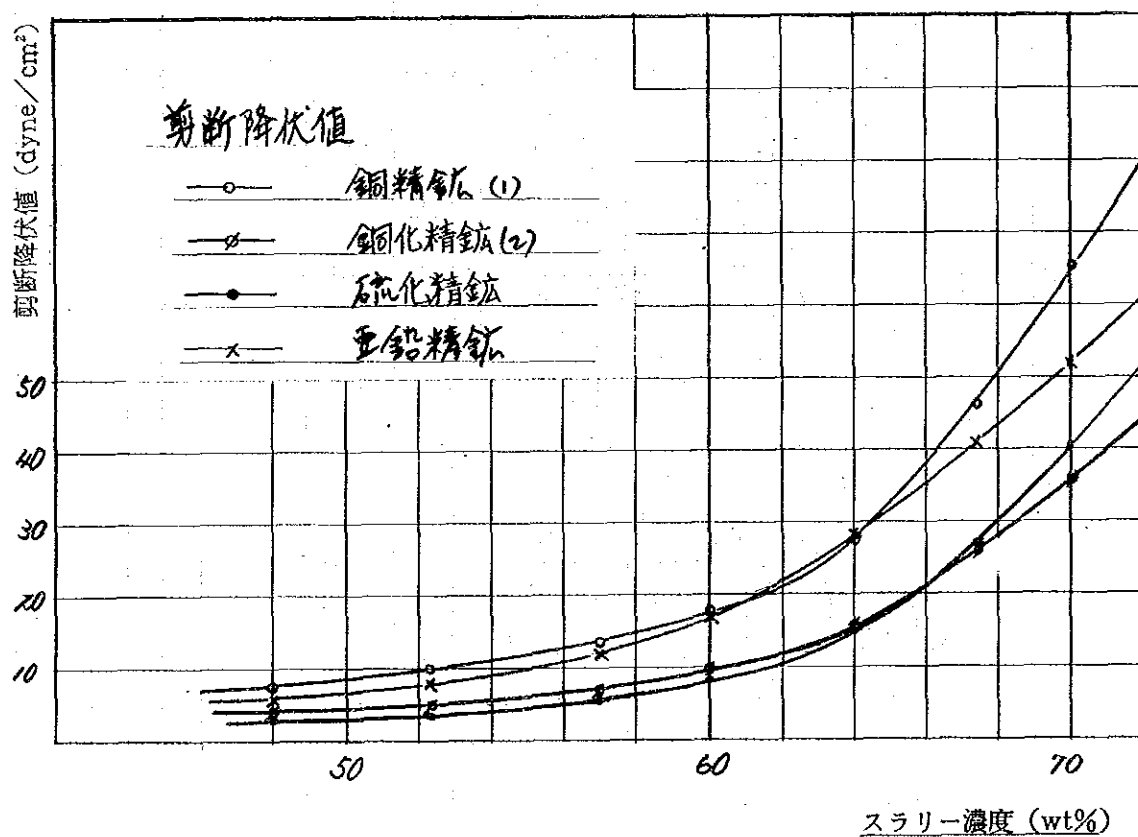
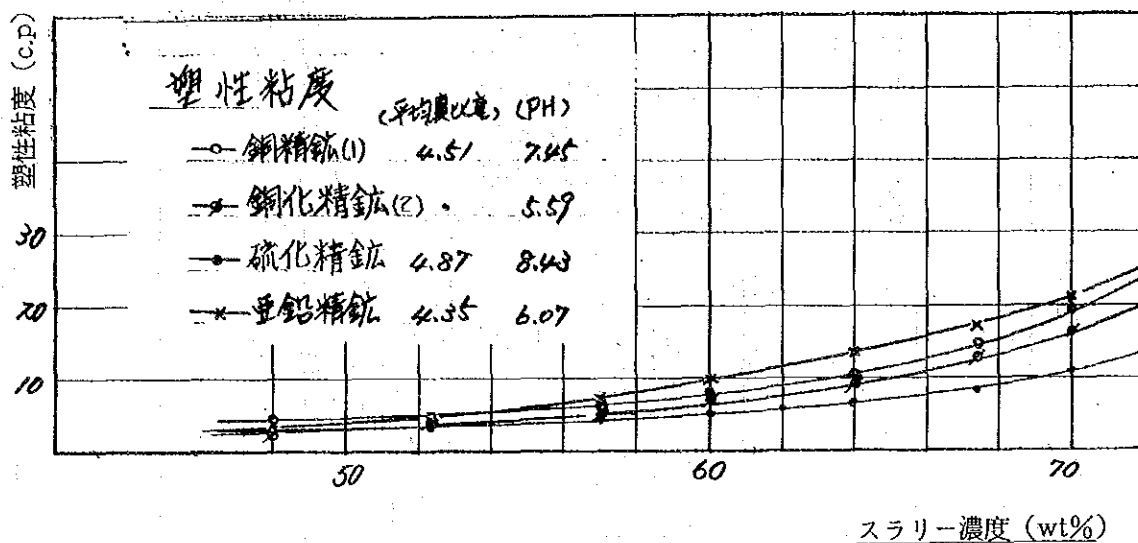
第45図：パイプ口径125mmの場合の圧力損失推定値（パラメータ：濃度）



第46図：パイプ口径100mmの場合の圧力損失推定値（パラメータ：濃度）

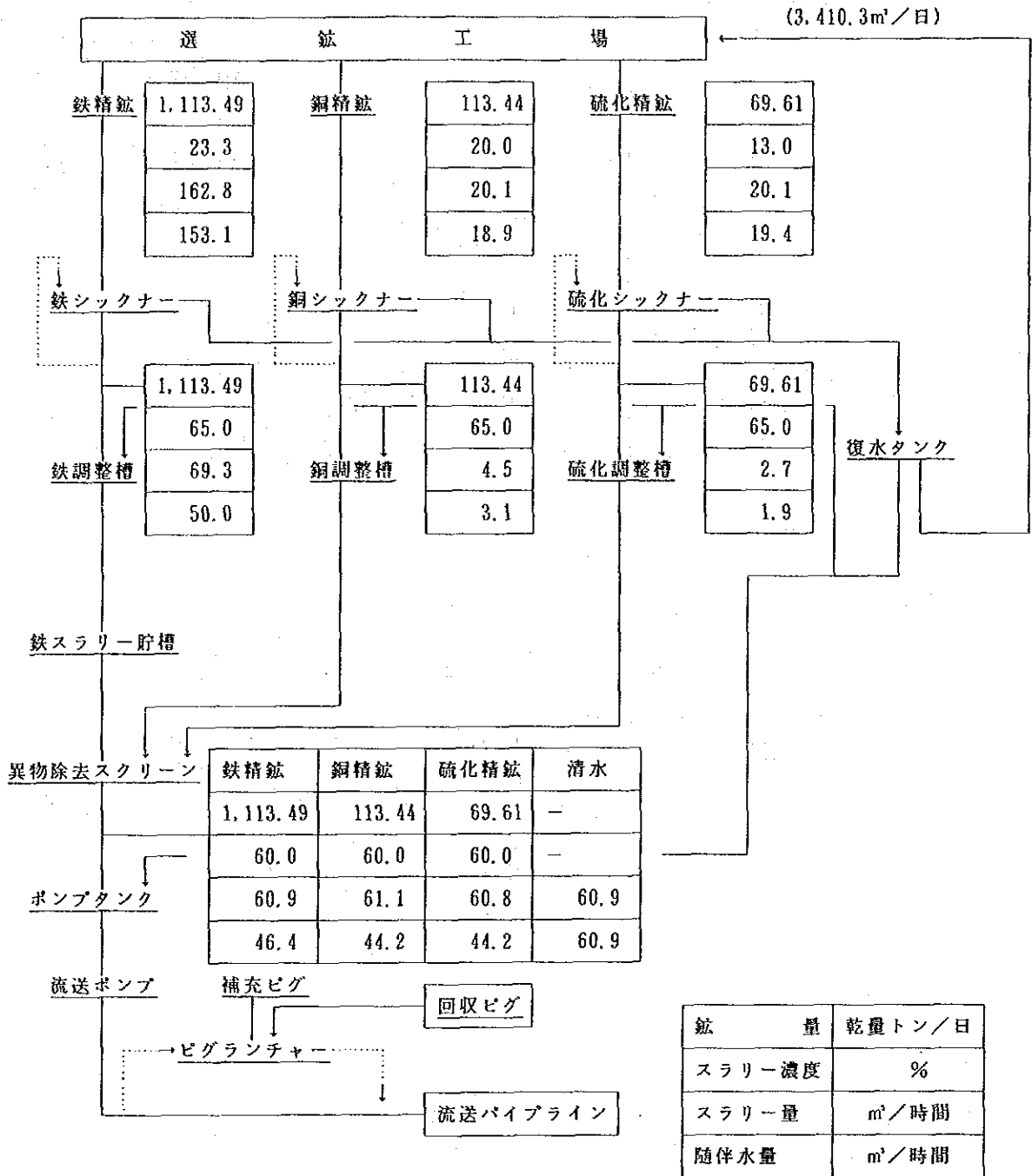


第47図：日本国内における精鉱スラリーのビンガム特性測定データ



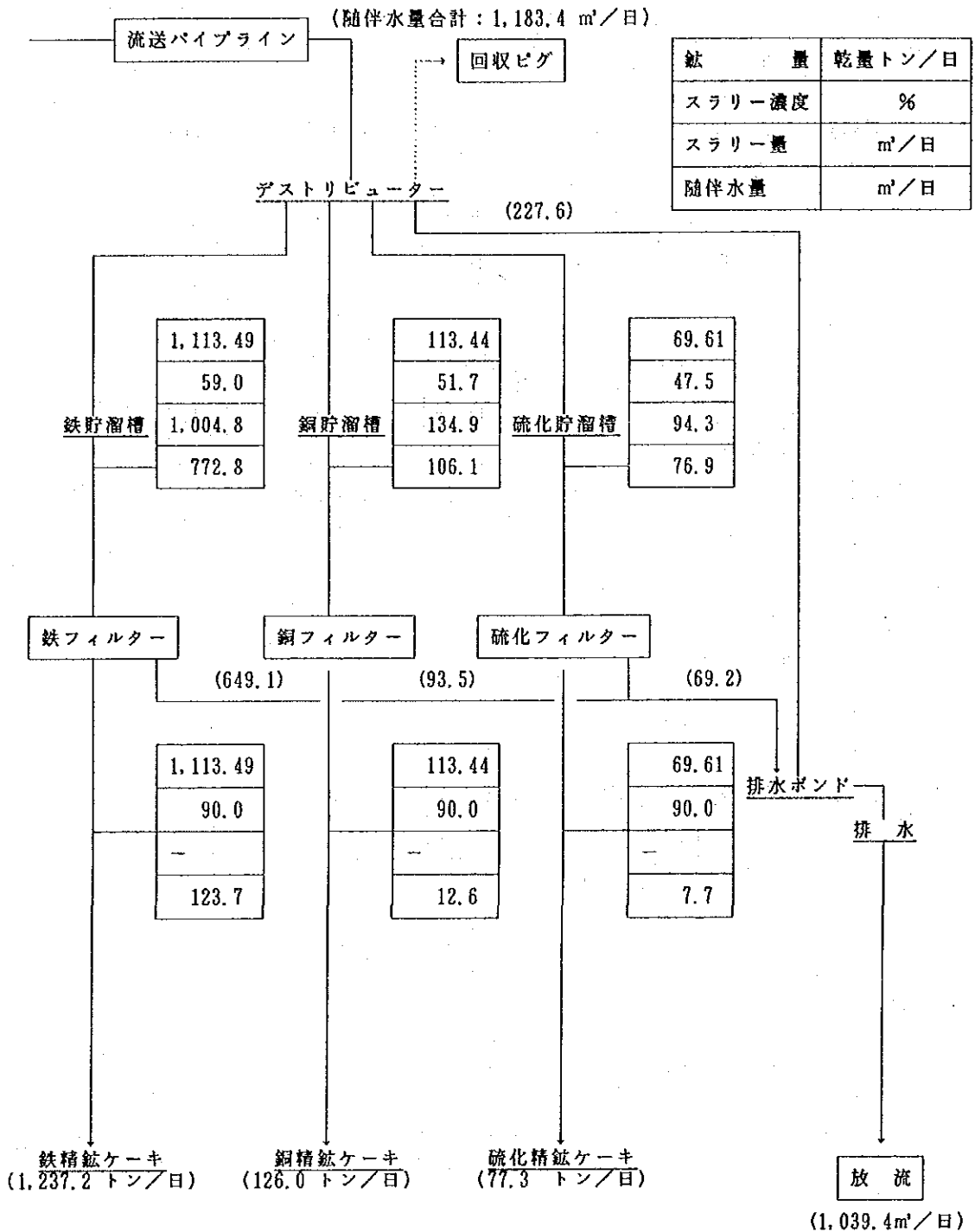
3-2 概略フロー及びバランス

3-2-1 ポンプステーションフロー及びバランス



第48図 ポンプステーションフロー及びバランス

3-2-2 スラリー受入・貯溜設備フロー及びバランス



第49図 スラリー受入・貯溜設備フロー及びバランス

第26表 諸量集計表

鉍種	鉄精鉍	銅精鉍	硫化精鉍	清水	備考	
選鉍産物乾量	乾量トン/日	1,113.49	113.44	69.61	4,593.6	
産物濃度	%	23.3	20.0	13.0	—	
産物スラリー量	m ³ /日	3,906.5	482.5	482.8	—	
シックナー抽出濃度	%	65.0			—	
シックナー抽出量	m ³ /日	831.6	89.9	54.9	—	
シックナーオーバー量	m ³ /日	3,074.9	392.6	427.9		(3,895.4)
流送濃度	%	60.0			0	
流送量	m ³ /日	974.3	104.4	63.9	319.1	
流送時間	時間/日	16.0	1.71	1.05	5.24	
随伴水量	m ³ /日	742.3	75.6	46.4	319.1	(1,183.4)
復水量	m ³ /日	2,932.2	378.2	419.0	-319.1	(3,410.3)
脱水場受入量	m ³ /日	1,004.8	134.9	94.3		
受入平均濃度	%	59.0	51.7	47.5	—	
脱水ケーキ乾量	乾量トン/日	1,113.49	113.44	69.61	—	
脱水ケーキ量	トン/日	1,237.2	126.0	77.3	—	含水率10%
ケーキ持去水量	m ³ /日	123.7	12.6	7.7		(144.0)

注 () は合計

3-2-4 輸送管口径及び動水勾配

輸送管口径3種類(100, 125, 150mm)について、鉄精鉱の場合の濃度別に管内流速を求め、表示する。

第27表 濃度別管内流速

輸送乾量: 1,113.49乾量トン/日

項目	流送濃度 (%)					備考
	(55.0)	(60.0)	(62.5)	(65.0)	(70.0)	
流送スラリー量 m ³ /時	71.5	60.9	56.3	52.0	44.3	
管内流速 m/s	150φ	1.124	0.9578	0.8847	0.8172	0.6973
	125φ	1.618	1.379	1.274	1.177	1.004
	100φ	2.529	2.155	1.991	1.839	1.569

第28表 レイノルズ数2000, 3000, 5000のときの濃度別管内流速
: 鉄精鉱

(単位: m/秒)

流送濃度 %	(55.0)	(60.0)	(62.5)	(65.0)	(70.0)	レイノルズ数	
スラリー比重	1.784	1.92	1.979	2.08	2.268	-	
剪断降伏値 dyne/cm ²	17.0	22.0	27.5	38.0	80.0	-	
塑性粘土 Poise	0.08	0.12	0.16	0.21	0.37	-	
輸送管口径	150mmφ	0.5943	0.6611	0.7366	0.8506	1.199	2,000
		0.7366	0.8220	0.9183	1.0620	1.501	3,000
		0.9690	1.0870	1.2190	1.4140	2.008	5,000
	125mmφ	0.6006	0.6700	0.7483	0.8653	1.223	2,000
		0.7462	0.8356	0.9362	1.0850	1.538	3,000
		0.9853	1.1100	1.2500	1.4520	2.072	5,000
	100mmφ	0.6102	0.6837	0.7662	0.8878	1.260	2,000
		0.7608	0.8565	0.9636	1.1190	1.595	3,000
		1.0100	1.1460	1.2970	1.5120	2.170	5,000

各輸送管毎にレイノルズ数3,000~5,000の範囲にある点をさがすと次の通りになる。

第29表 濃度別管内流速

口 径	濃度 %	管内流速 m/秒	レイノルズ数	吐出圧力 kg/cm ²
150mm	66.0	0.9578	3,975	31.4
125mm	65.0	1.177	3,467	99.7
100mm	(流送濃度70%以上となり該当しない)			

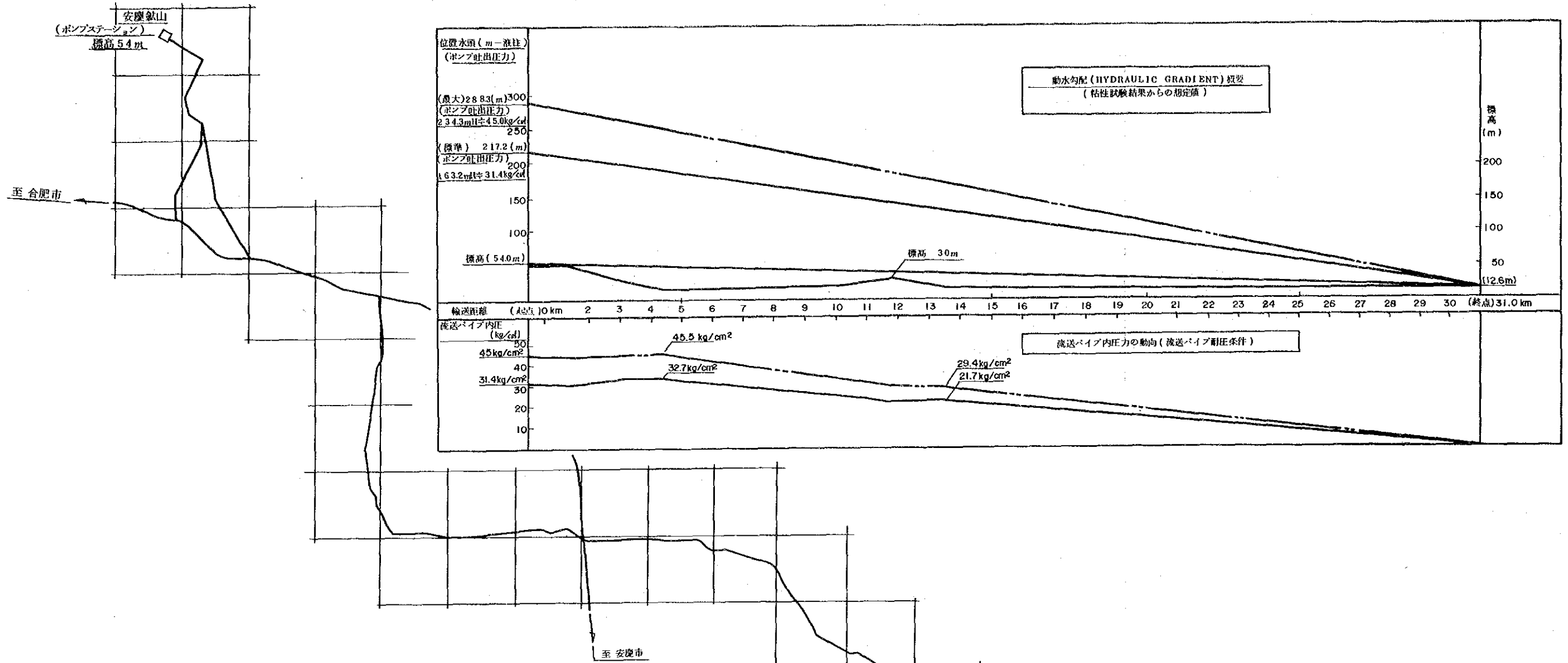
輸送管口径は、150mmと125mmの両方とも可能であるが、動水勾配からみて、150mmが有利と判断する。すなわち、小さい動水勾配は流送ポンプの吐出圧力が小さくて良いということであり、輸送管の耐圧・ピグシステム操作等を有利にする。

輸送管口径150mmとして、動水勾配その他流送諸元をチェックした結果を第50図（パイプラインルート及び動水勾配等流送諸元）に示す。

しかし、第50図は現在入手しているデータをもとに計画したものであり、輸送スラリーの性状が確認された段階では、計画値が修正されることになろう。

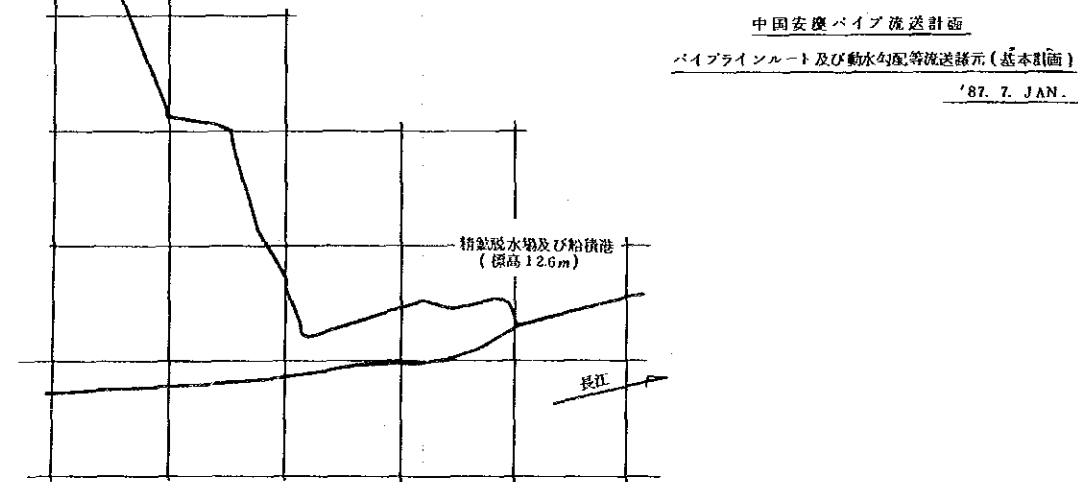
現段階では、輸送管の口径は150mmで、流送濃度60%前後、ブースターステーションなしで、鉱山地域の流送ポンプにより1段で流送できるものと思われる。

第50図：パイプラインルート及び動水勾配等流送諸元



鉄精鉱サンプルによる粘性試験結果より想定した流送諸元

番号	流送パイプ口径 %	輸送乾量 乾量トン/時間	流送スラリー条件				スラリー流速 m/秒	レイノルズ数	動水勾配 m-落柱/km	流送ポンプ			随伴水量 m ³ /時間	備考
			スラリー濃度 wt %	スラリー比重	粘滞係数 cP	管径比 C.D.				送水量 m ³ /分	ポンプヘッド m-落柱	吐出圧力 kg/cm ²		
1	100	65.6	70.0	2.268	80.0	37.0	1,569	2,917	43.3	0.739	1300.9	295.0	29.8	* 事実上不可能と判断する。
2	125	65.6	65.0	2.080	38.0	21.0	1,177	3,467	16.8	0.866	479.4	99.7	37.5	* 流送速度・ポンプ吐出圧の面から
3	150	65.6	60.0	1.920	22.0	12.0	0.9578	3,975	6.60	1.015	163.2	31.4	46.9	◎ これを基本設計とする。
4	150	75.3	62.5	1.979	27.5	16.0	0.9578	3,240	8.67	1.015	227.4	45.0	41.8	最大流送可能スラリー濃度 (62.5wt.%) 時
5	150	98.1	60.0	1.920	22.0	12.0	1.350	7,372	8.89	1.430	234.3	45.0	66.1	最大流送量 (60分、1.43m ³ /分) 時
6	150	0	0	1.000	—	—	0.9578	143,700	4.00	1.015	82.6	8.3	60.9	水流通時
7	150	0	0	1.000	—	—	0.5700	85,500	1.335	0.604	—	—	36.2	水による自然流送時



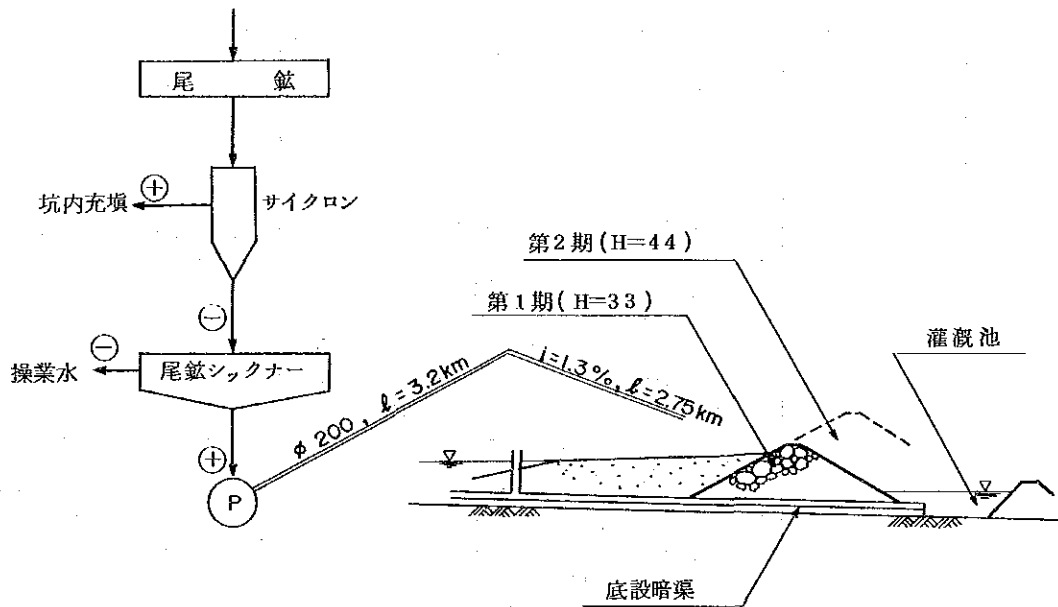
中国安慶パイプ流送計画
パイプラインルート及び動水勾配等流送諸元 (基本計画)
'87. 7. JAN.

第VI章 鉍害防止設備

1. 中国側基本構想

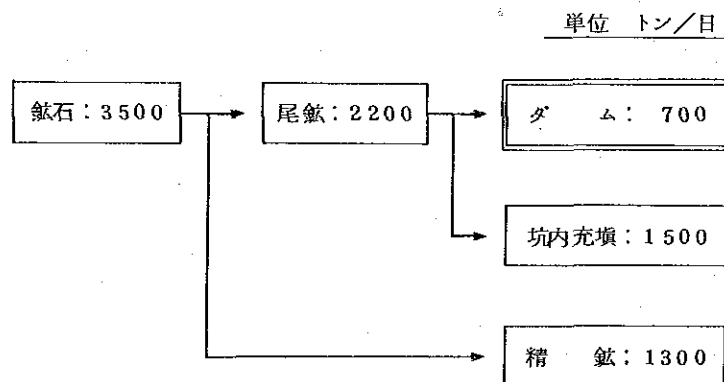
1-1 概要

尾鉍・廃滓の処理系統は第51図のように計画されている。粒径 37μ オーバーの粗粒分は坑内充填用に使用し、 37μ アンダーの細粒分は廃滓として堆積場に送られる。



第51図 尾鉍廃滓の処理系統図

廃滓の割合は、第52図に示すように、粗鉍に対して20%（重量）にすぎない。



第52図 尾鉍処理量

1-2 廃滓輸送

尾鉱シクナーから、堆積場までは、スラリー輸送の計画である。濃度14%程度のスラリーは、選鉱場より中間点まで（距離3.2km、（+）56.5mから（+）124.0m地並まで）ポンプによりパイプ輸送される。中間点より堆積場まで（2.75km）は、一定勾配のトラフにより自然流送される。その諸元は下表のとおりである。

第30表 廃滓流送緒元

項 目	諸 元	備 考	
ス ラ リ ー	流 量	3 m ³ /分	
	濃 度	14 %	
	粒 度	-37 μ	
パイプ輸送	高 低 差	67.5 m	56.5mより124.0 mまで
	パイプ長	3.2 km	
	パイプ径	φ 200 mm	
	管内流速	1.59 m/秒	
トラフ輸送	勾 配	1.3 %	
	延 長	2.75 km	
	寸 法	幅 250mm×深サ 450mm	

1-3 堆積場施設

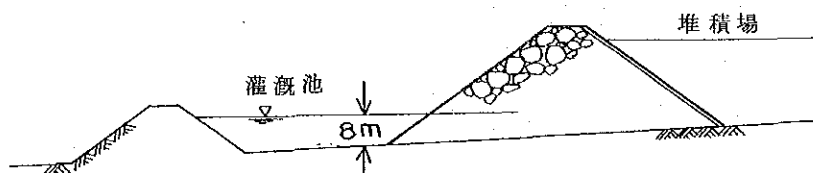
ダム及び上澄水排除設備（底設暗渠、取水口）の設置が計画されている。上澄水は、下流耕作地の灌漑用水として利用される。場外水排除設備（沢水切替水路、山腹水路）、非常排水路（洪水余水吐）は計画されていない。また、設計上重要な降雨データのうち、収集できた分は次の通りである。

第31表 降雨データ

項 目	値	備 考
設 計 降 雨 強 度	151 mm/h	50年間の既応最大値
平 均 降 雨 量	1,363 mm/年	
流 域 面 積	1.25 km ²	

1-4 ダム

表面遮水型ロックフィルダム（第53図）を計画しており、ダム築造後、その上流池に廃滓を放泥処分する。いわゆる分離堆積方式ではない。なお、下流灌漑池に貯水した場合、ダム堤体まで影響し、堤体底面から8m程度まで水位が上がる。



第53図 ロックフィルダム（第54図参照）

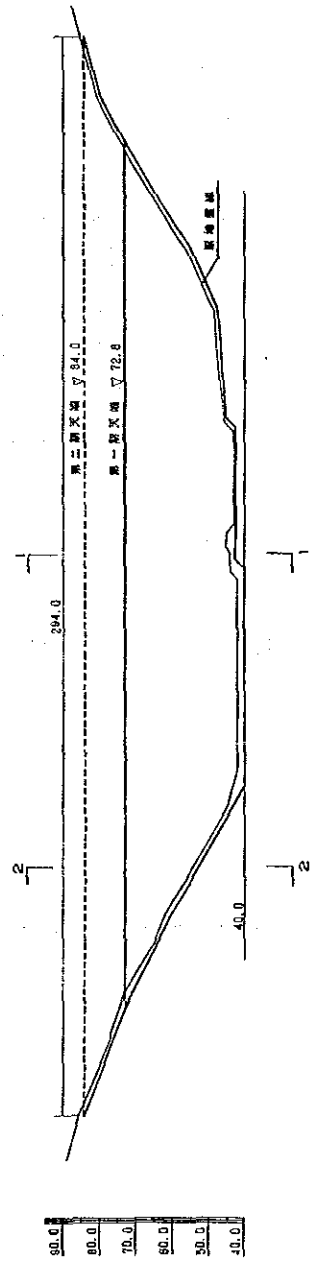
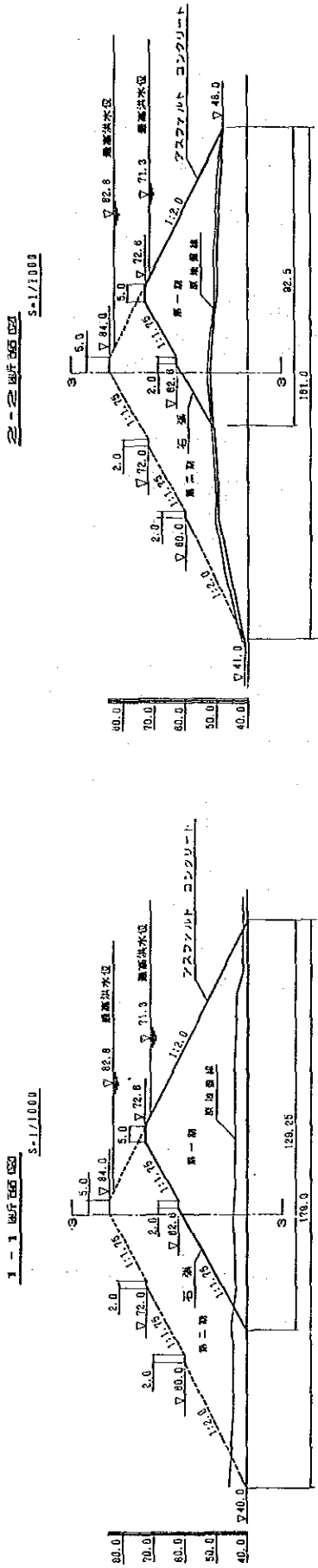
ダムは、第一期、第二期の工事に分けて築造する計画で、各々の堆積容量は次表の通りである。

第32表 ダム堆積量

	堤高	堆積量	備考
第一期工事	33m	4,000,000 m ³	ライフ 15年
第二期工事	44m	4,400,000 m ³	ライフ 16年
計		8,400,000 m ³	

遮水層はアスファルトを用いるもので、漏水量監視用の監査廊は計画されていない。なお、耐震設計がなされているか不明であるが、安慶地域は強震地域で $K_0 = 0.125$ に相当する地震加速度を設計上見込むことを標準としているようである。

第54図 ロックフィルダム計画図



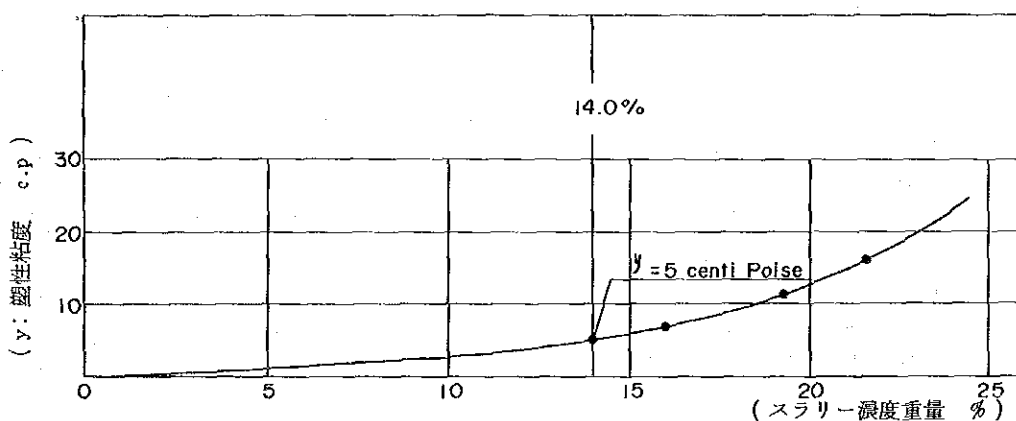
2. 技術的提言

2-1 廃滓輸送

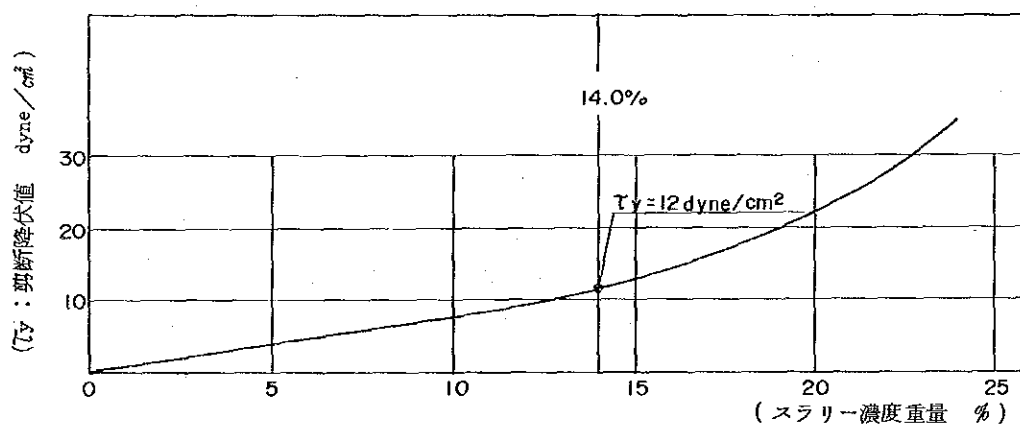
2-1-1 パイプ輸送

(1) 特性試験

サンプルの特性試験の結果、流送濃度 14~15% までは水流送に近い特性を示し、濃度が 20% を越えるとその値が急激に増大する傾向を示すことがわかった。したがって、中国側で流送濃度 14% として計画し、諸条件を設定しているのは妥当である。特性試験の結果を下記第 55 図及び第 56 図に示す。



第 55 図 塑性粘土とスラリー濃度の関係 (スラリー濃度重量%)



第 56 図 剪断降状値とスラリー濃度の関係 (スラリー濃度重量%)

(2) 計画条件の改善

計画の流送条件では、レイノルズ数が11,600と高く、乱流域での流送となり、摩耗量が若干増加すると考えられる。流送スラリーの特性が十分把握される段階になれば、流送濃度を20%近くまであげて、レイノルズ数3000~5000程度の運転条件を見出し、摩耗量の低減と、随伴水量の低減が可能と思われる。参考までに流送濃度を18%としたときの流送条件を中国側の計画と比較し、表示する。

第33表 中国側計画と改善目標値との比較

流 送 条 件		中国側計画	改善目標値
輸 送 距 離	m	3,200	3,200
輸 送 管 口 径	mm	200	200
流 送 濃 度	%	14	18
流 送 量	m ³ /分	3.0	2.29
ス ラ リ ー 流 速	m/秒	1.59	1.22
レイノルズ数		11,600	4,730
動 水 勾 配	m-液柱/m	0.0112	0.0067
所要ポンプヘッド	m-液柱	103.3	88.8
ポ ン プ 能 力	(流量) × (揚程)	3.0 m ³ /分 × 120m	2.29 m ³ /分 × 100m
随 伴 水 量	m ³ /分	2.83	2.12 (25%減)

従って、設備は中国側の計画条件通りとし、設備を運転する段階でより有利な流送条件を見出すようにすべきである。

(3) トラブル対策の要点

- ・ 流送ポンプの予備をもち、故障時、いつでも切替可能な設備とする。
- ・ ウォーターハンマーによる機器破損を防止するための破裂板あるいは安全弁を設置し、非常用ポンドに排泥できるようにする。
- ・ 輸送パイプの摩耗状況を定期的（年1~2回）にチェックし、輸送パイプの上下振替・更新時期等を管理し、輸送パイプ破損トラブルをなくする。
- ・ 点検、測定のためのルートを確保する。

2-1-2 トラフ輸送

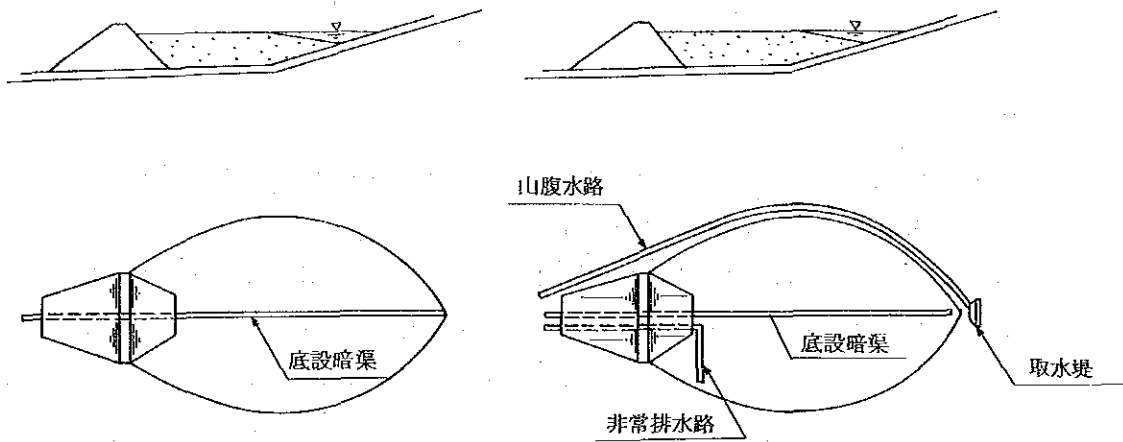
磨砕スラリーの水利特性は清水と大差ないものである。そこで、清水として計算し、結果を〔資料-1〕に示す。これによれば、水路の能力に十分な余裕があり、流速も1.3m

／秒程度で、粒子沈降堆積の危険は無い。以上から、中国側計画は、無理のないものと判断される。詳細設計のうえで注意すべき点を列挙すれば次のようである。

- (1) 計画流量に対して大きな余裕を持っており、妥当である。
- (2) 細粒のため摩耗量は少ないが、長期にわたり使用する水路であるから、耐摩耗性の大きい骨材を用い、水路コンクリートの品質管理を厳重にする。
- (3) 点検を容易にするため地表に設けるべきであるが、破損した場合発見が遅れ、廃滓が流出するので、落石、斜面崩壊のおそれがないルートを選定するか、じゅうぶんな防護工事を実施する。

2-2 堆積場施設

堆積場施設計画について、排水の点から中国側計画と日本の建設基準による計画について比較すると次のとおりである。



中国側施設計画

日本の堆積場建設基準による施設計画

第57図 堆積場施設の比較

2-2-1 日本の堆積場建設基準

建設基準による排水計画の原則は、次のとおりである。

- (1) 降雨によって上流域、周辺山腹斜面から流出する場外水は、場内に流入させることなく、所定の水路で排水し、場内処理水量を減少する。
- (2) 場内水は速かに排水するとともに、洪水の際、ダム決壊を防ぐため非常排水路を設ける。

2-2-2 中国側計画

- (1) 場外水排水路がないので、雨水が流入し処理水量が増加する。
- (2) 底設暗渠だけの排水計画であり、排水路故障など非常排水路または予備排水路がない。

2-2-3 施設配置計画

建設基準による降雨強度は、流達時間内における平均降雨強度に対して、100年確率降雨強度（非常排水路の場合200年確率降雨強度）である。建設基準による施設の配置計画は第57図のとおりとなる。これは、中国側計画に、非常排水路と右岸山腹水路兼用の沢水排水路を追加した計画となっており、設計例を資料-2~5、第58図及び第59図に示す。非常排水路はダム堤体外の地盤に掘り込んで設置するもので、斜樋放水型である。第2期工事の際、斜樋を延長する計画となる。放水型の場合、十分な呑込水深が必要となるため、呑口高は慎重に決定する必要がある。なお、右岸側だけに水路を設けるのは上流域と右岸側の集水面積が広いためである。

2-3 ダム

堤体材料に関するデータがないので第60図及び第61図に示す設定条件を使って、安定計算を実施すると、同図に示す安全率となる。

中国側計画によれば、ダム下流の灌漑用貯水池を今後も利用することとなっているが、この貯水池の水位がダム堤体の下部を洗い、安全率は大幅に低下する。ダムの安全性と遮水層の剥離防止のために、下流貯水池の影響を受けない設備が必要である。日本の堆積場建設基準では、地震時安全率は1.2となっているが、下流貯水池の影響を受けない設備とすれば中国側計画によるダムの安全率はほぼ妥当と考えられる。

また、遮水層の漏水補修は、極めて困難なので遮水層に合わせて、集水層、フィルター層を設置することが必要である。またはフィルターによる遮泥層を設け、ドレーンを考慮することも可能であろう。今後、詳細設計までに、堤体材原石、基礎地盤等に関する調査が必要である。

2-4 排水処理

日本で実施した選鉱試験によれば、pH10前後で処理した廃滓の上澄水は、中国の排水基準に適合する。中国側でも尾鉱排水はpH10以上と計画されている。以上により、堆積場の上澄水については、特に問題はないものと推定される。然し、実際の操業では、そのpH値が変化することも予想されるので、その時点で対策につき検討すべきであろう。また、ダム下流に調整池を設け、硫酸などによる排水のpH調整などが必要であろう。

2-5 その他

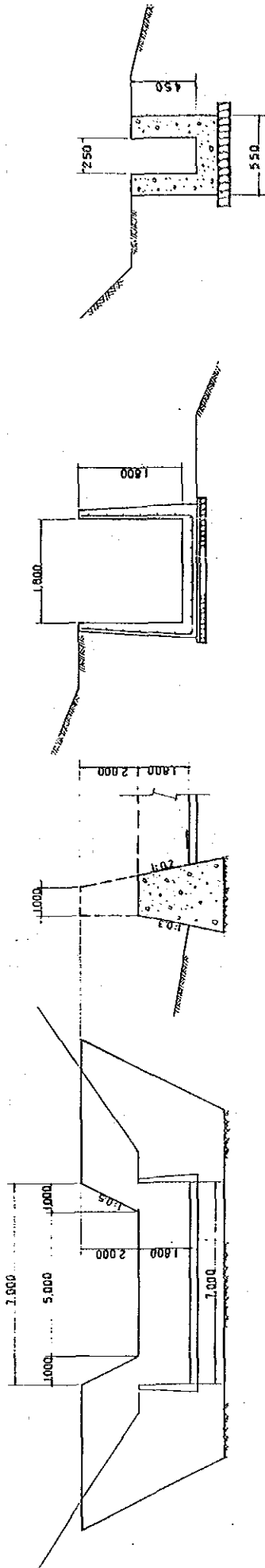
ダム予定地下流域は、明確な河床が存在せず、流路として整備されていない。操業開始後は、4,000m³/日程度の上澄水が連続して流下することになるので、ダム建設に合わせて流路の整備が必要であろう。

第59図 堆積場各水路計画図

上遊取水堤 $S=1/200$

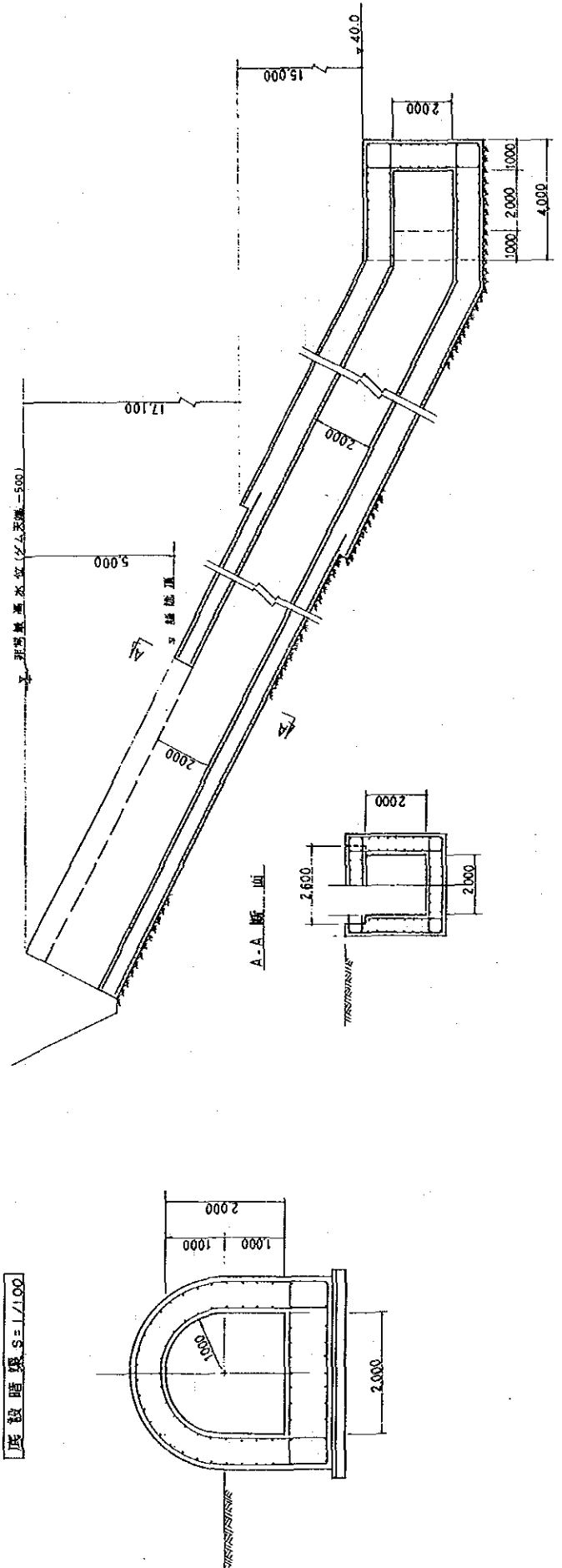
石岸山腹水路 $S=1/100$

底遊流送路 $S=1/40$

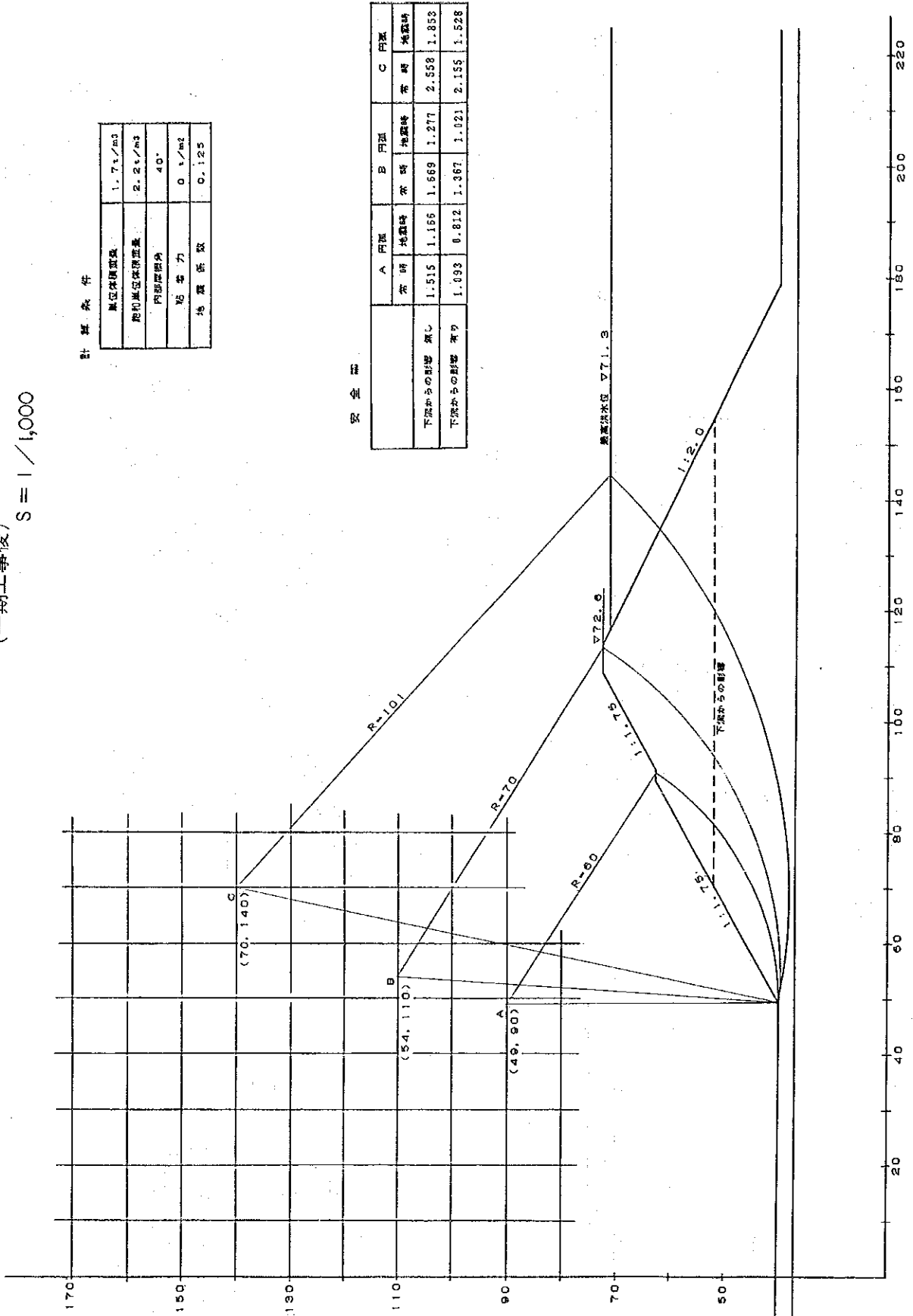


非設排水路 $S=1/200$

底設暗渠 $S=1/100$



第60図 安慶堆積場安定計算図
(一期工事後) $S = 1 / 1,000$



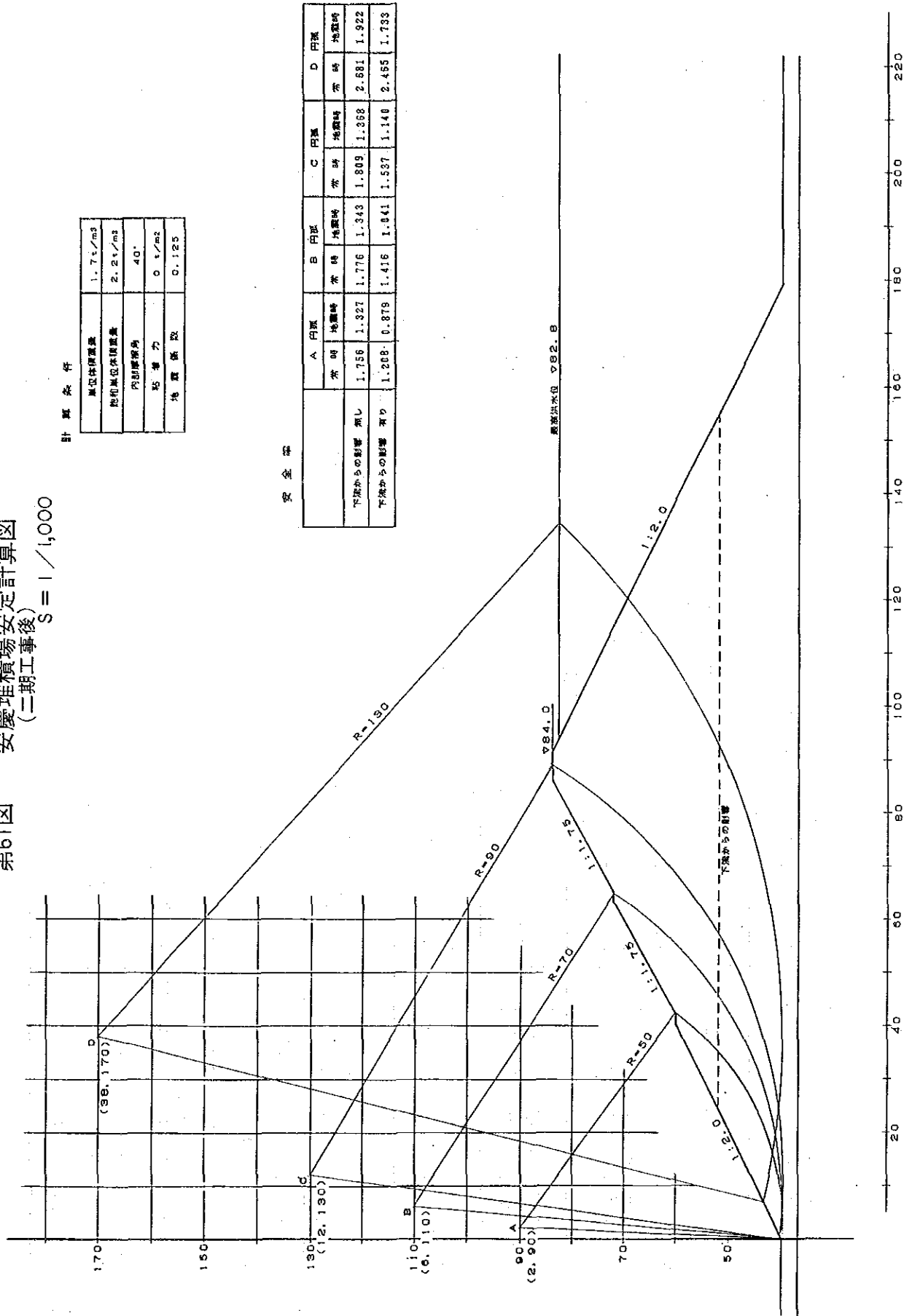
計算条件

単位体積重量	1.7 t/m ³
飽和単位体積重量	2.2 t/m ³
内部摩擦角	40°
粘着力	0 t/m ²
地震係数	0.125

安全率

	A 円弧		B 円弧		C 円弧	
	常時	地震時	常時	地震時	常時	地震時
下流からの影響 無し	1.515	1.166	1.669	1.277	2.558	1.852
下流からの影響 有り	1.093	0.812	1.367	1.021	2.155	1.528

第6|図 安慶堆積場安定計算図
(二期工事後) $S = 1 / 1,000$



計算条件

単位体積重量	1.7 t/m ³
飽和単位体積重量	2.2 t/m ³
内部摩擦角	40°
粘着力	0 t/m ²
地震係数	0.125

安全率

	A 円弧		B 円弧		C 円弧		D 円弧	
	常時	地震時	常時	地震時	常時	地震時	常時	地震時
下流からの影響 無し	1.756	1.527	1.776	1.343	1.809	1.368	2.681	1.922
下流からの影響 有り	1.268	0.879	1.416	1.841	1.537	1.140	2.485	1.733

3. 付属試料

資料 - 1 : 廃滓流送路の流下能力

・流下能力はマンニング公式によって算出する。

$$Q = A \cdot V$$

Q : 流量 (m³/sec)

A : 流水面積 (m²)

V : 流速 (m/sec)

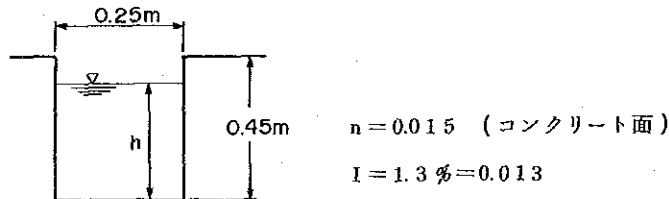
$$V = \frac{1}{n} \cdot R^{2/3} \cdot I^{1/2}$$

n : 粗度係数

R : 径深 (m), $R = \frac{A}{P}$, P : 流水辺長 (m)

I : 勾配

・流送路断面

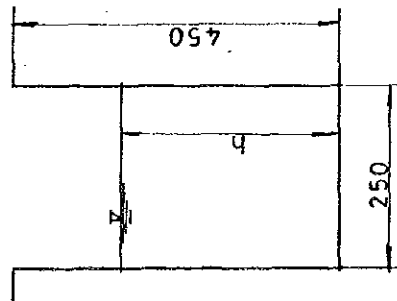
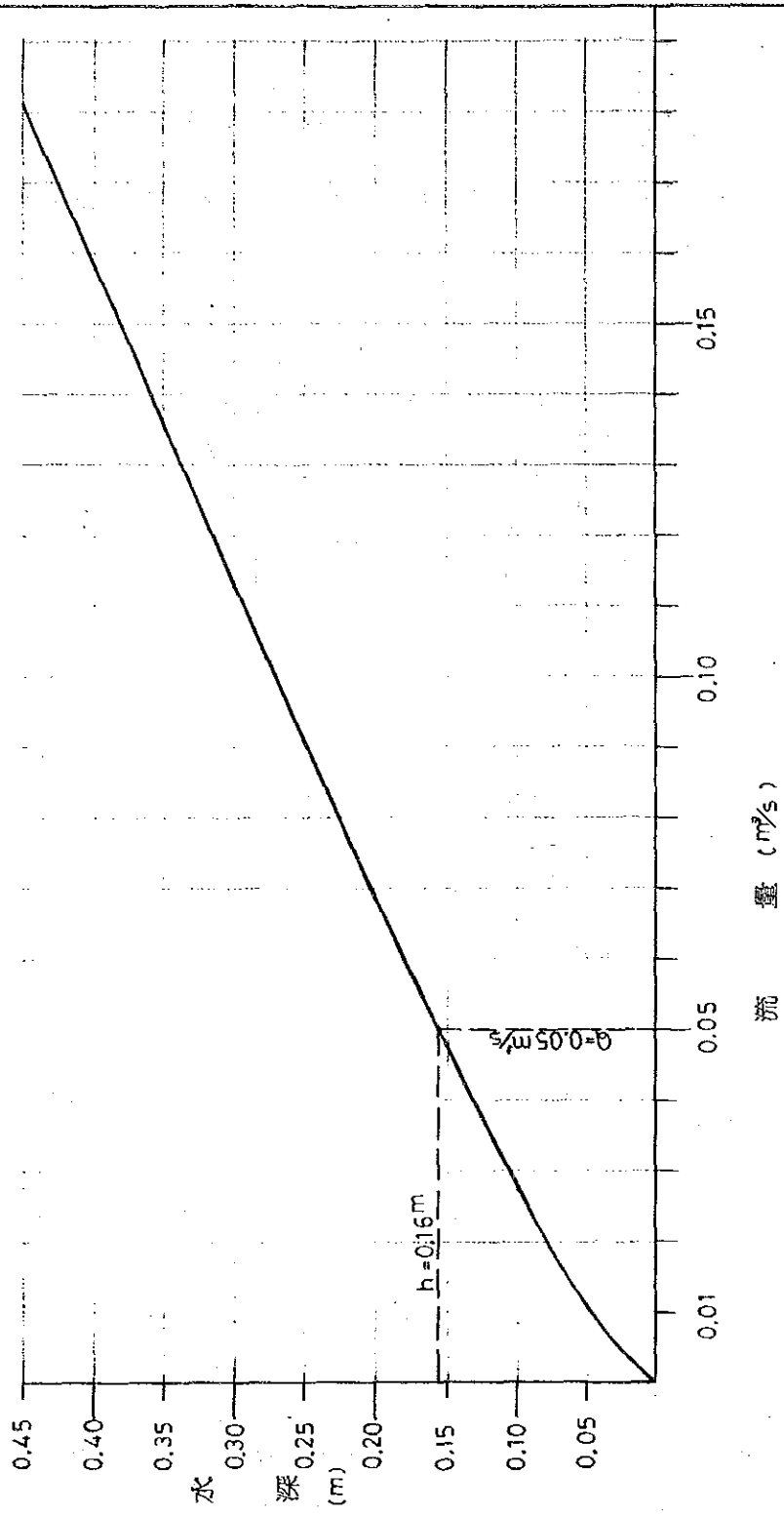


・流量計算表

第34表 廃滓流量計算表

h (m)	A (m ²)	P (m)	R (m)	R ^{2/3}	I	I ^{1/2}	V (m/sec)	Q (m ³ /sec)
0.05	0.0125	0.350	0.0357	0.108	0.0130	0.0114	0.821	0.0102
0.10	0.0250	0.450	0.0556	0.146	"	"	1.110	0.0278
0.15	0.0375	0.550	0.682	0.167	"	"	1.269	0.0476
0.20	0.0500	0.650	0.0769	0.181	"	"	1.376	0.0688
0.25	0.062	0.750	0.0833	0.191	"	"	1.452	0.0908
0.30	0.750	0.850	0.0882	0.198	"	"	1.505	0.1129
0.35	0.0875	0.950	0.0921	0.204	"	"	1.550	0.1356
0.40	0.1000	1.050	0.0952	0.208	"	"	1.581	0.1581
0.45	0.1125	1.150	0.0987	0.212	"	"	1.611	0.1812

第62图 废滓流送路流量图

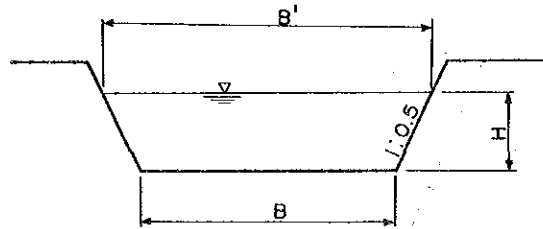


資料 - 2 ; 上流取水堤

堆積場上流の場外水を右岸山腹水路にて排除するため、上流沢に取水堤を設置する。

取水堤水通し流量計算

・水通し形状



・流出水量

$$\begin{aligned}
 Q &= \frac{1}{3.6} \cdot f \cdot \gamma \cdot A \quad f = 0.8, \quad \gamma = 151 \text{mm/時}, \quad A = 0.55 \text{km}^2 \\
 &= \frac{1}{3.6} \times 0.8 \times 151 \times 0.55 \\
 &= 18.46 \text{m}^3/\text{sec}
 \end{aligned}$$

・通水能力

$$Q_a = \frac{2}{15} \cdot C \cdot \sqrt{2g} (3B + 2B') \cdot H^{3/2}$$

Q a : 通水量 (m³/sec)

C : 流量係数 C = 0.63

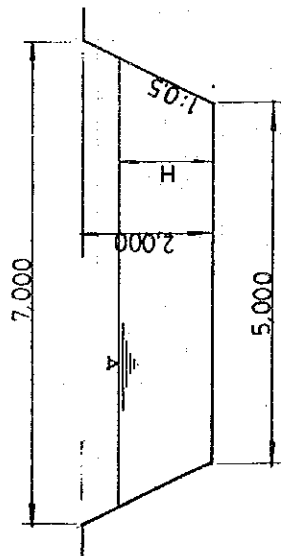
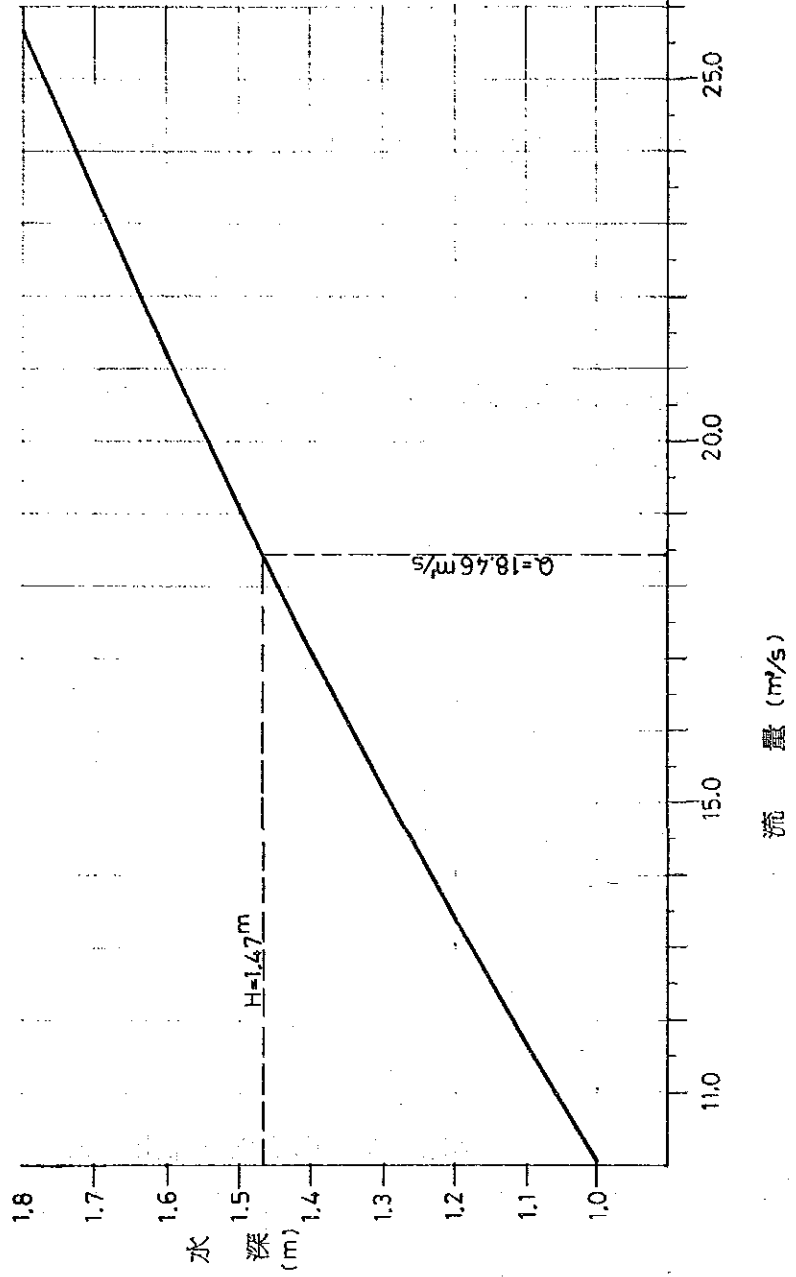
g : 重力の加速度 g = 9.8m/sec²

B : 水通し底幅 (m)

B' : 越流水面幅 B' = B + H (m)

H : 越流水深 (m)

第63図 上流取水堤水通し流量図



資料 - 3 : 右岸山腹水路

堆積場上流水の切替及び右岸山腹水の排除を行うため、山腹水路を設置する。

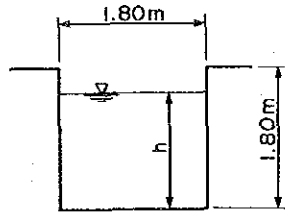
・流出水量

$$Q = \frac{1}{3.6} \cdot f \cdot r \cdot A, \quad f = 0.8, \quad r = 151\text{mm/時}, \quad A = 0.55\text{km}^2$$

$$= \frac{1}{3.6} \times 0.8 \times 151 \times 0.55$$

$$= 18.46\text{m}^3/\text{秒}$$

・山腹水路断面



$$n = 0.015$$

$$I = 2.0\% = 0.02$$

・通水能力

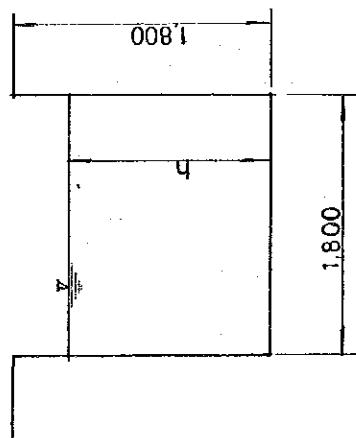
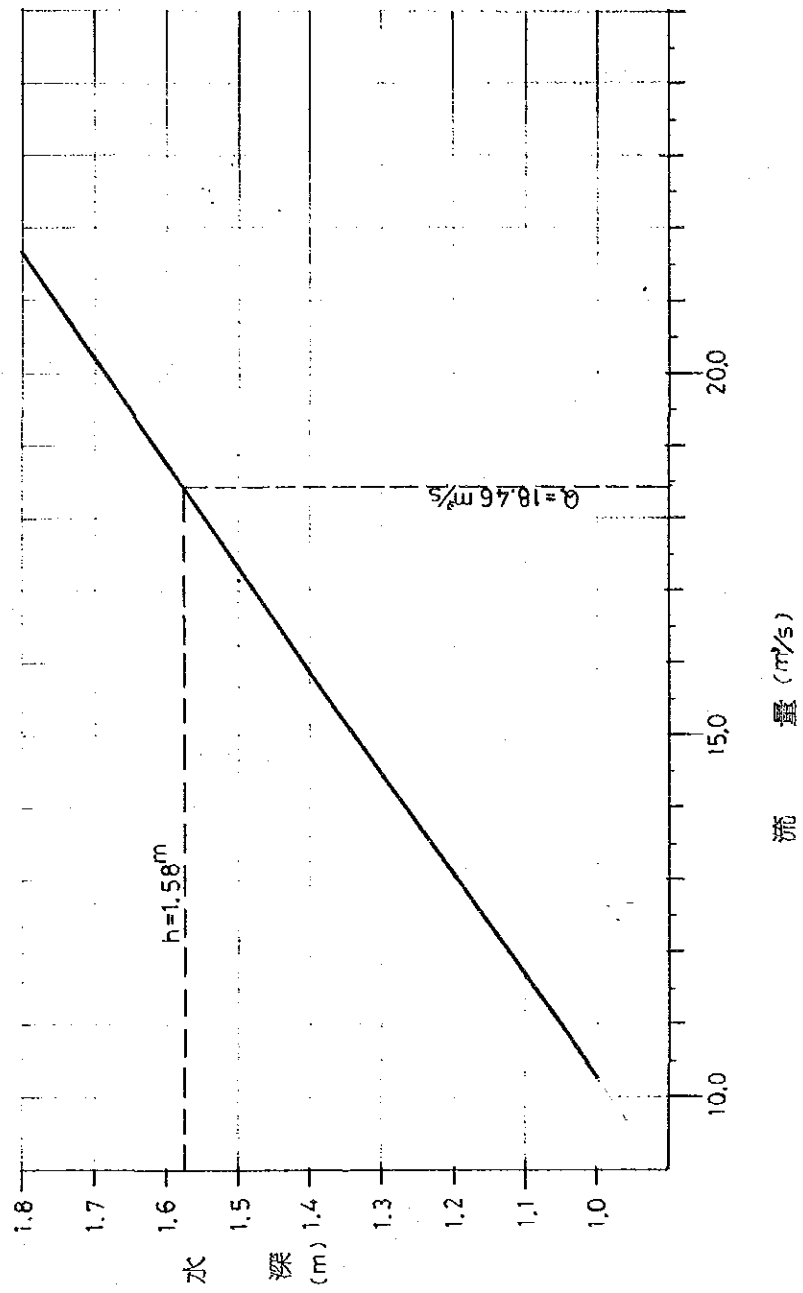
$$Q_a = A \cdot V \quad (\text{m}^3/\text{秒})$$

$$V = \frac{1}{n} \cdot R^{2/3} \cdot I^{1/2} \quad (\text{m}/\text{秒})$$

第35表 山腹水路通水諸元

h (m)	A (m ²)	P (m)	R (m)	R ^{2/3}	I	I ^{1/2}	V (m/秒)	Q _a (m ³ /秒)
1.0	1.800	3.800	0.474	0.608	0.020	0.141	5.715	10.287
1.1	1.980	4.000	0.495	0.626	"	"	5.884	11.650
1.2	2.160	4.200	0.514	0.642	"	"	6.035	13.036
1.3	2.340	4.400	0.532	0.656	"	"	6.166	14.428
1.4	2.520	4.600	0.548	0.669	"	"	6.289	15.848
1.5	2.700	4.800	0.563	0.682	"	"	6.411	17.310
1.6	2.880	5.000	0.576	0.692	"	"	6.505	18.734
1.7	3.060	5.200	0.588	0.702	"	"	6.599	20.193
1.8	3.240	5.400	0.600	0.711	"	"	6.683	21.653

第64图 右岸山復水路流量图



資料-4； 底設暗渠

ダム排水と堆積場内の降雨水を排水するために、堆積場内に底設暗渠を設置する。

・ 流出水量

・ 操業水 $Q_1 = 2.83 \text{ m}^3/\text{分} = 0.05 \text{ m}^3/\text{秒}$

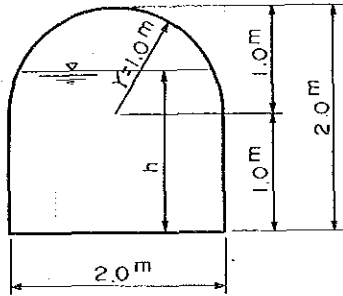
・ 降水量 $Q_2 = \frac{1}{3.6} \cdot f \cdot r \cdot A, f = 0.8, r = 151 \text{ mm}/\text{時}, A = 0.70 \text{ km}^2$

$$= \frac{1}{3.6} \times 0.8 \times 151 \times 0.7 = 23.49 \text{ m}^3/\text{秒}$$

$$Q = Q_1 + Q_2$$

$$= 0.05 + 23.49 = 23.54 \text{ m}^3/\text{秒}$$

・ 暗渠断面



$$n = 0.015$$

$$i = 3.0\% = 0.03$$

・ 通水能力

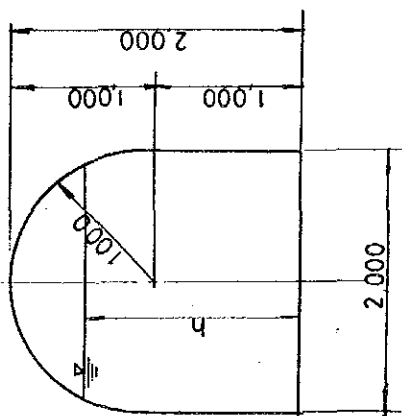
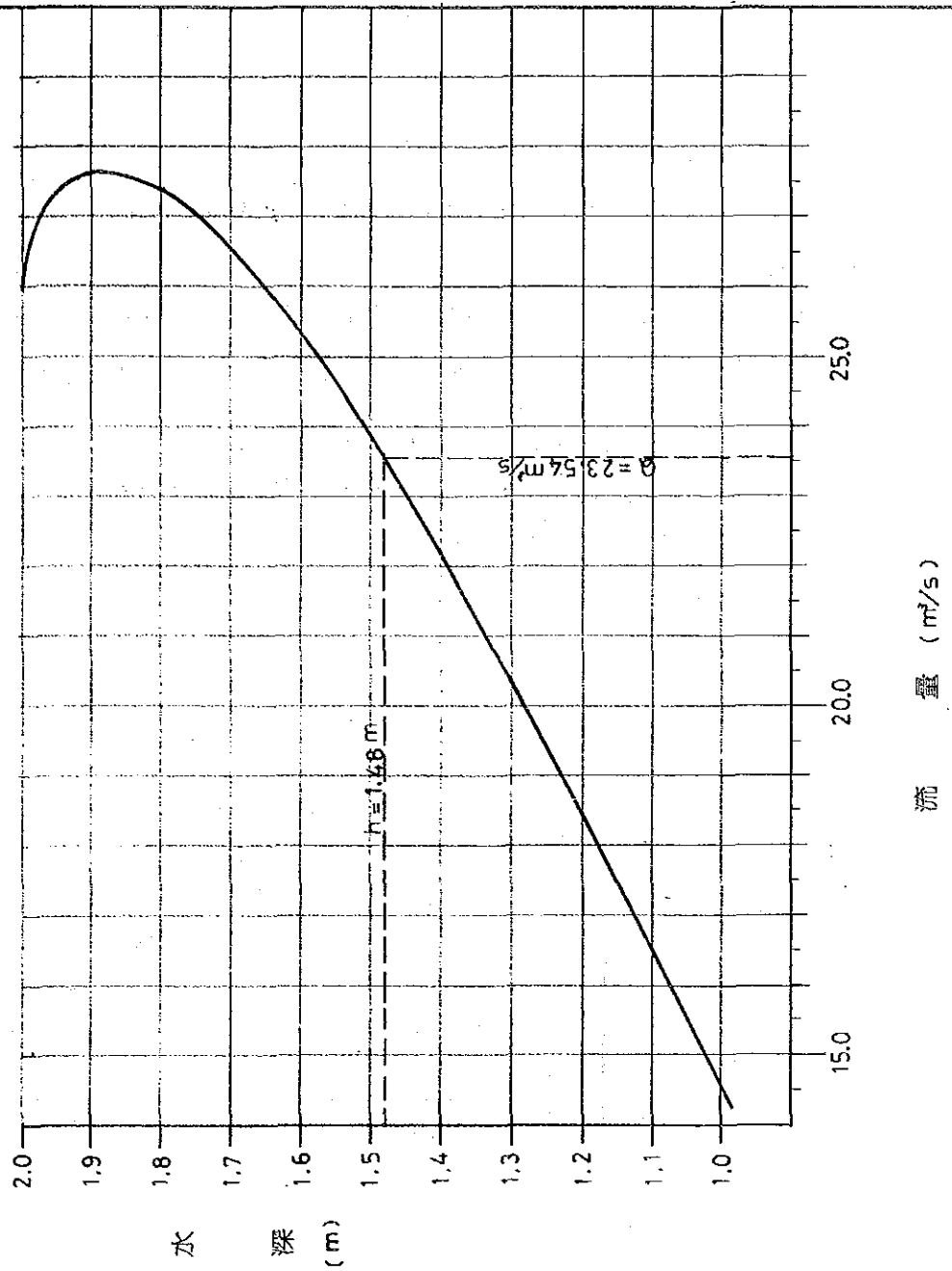
$$Q_a = A \cdot V \text{ (m}^3/\text{秒)}$$

$$V = \frac{1}{n} \cdot R^{2/3} \cdot I^{1/2} \text{ (m/秒)}$$

第36表 底設暗渠設計諸元

h (m)	A (m ²)	P (m)	R (m)	R ^{2/3}	I	I ^{1/2}	V (m/秒)	Q _a (m ³ /秒)
1.0	2,000	4,000	0.500	0.630	0.030	0.173	7,266	14,532
1.1	2,200	4,200	0.524	0.650	0.030	0.173	7,496	16,491
1.2	2,398	4,402	0.545	0.667	0.030	0.173	7,693	18,448
1.3	2,592	4,608	0.563	0.681	0.030	0.173	7,854	20,358
1.4	2,779	4,824	0.576	0.692	0.030	0.173	7,981	22,179
1.5	2,957	5,048	0.586	0.700	0.030	0.173	8,073	23,871
1.6	3,124	5,286	0.591	0.704	0.030	0.173	8,120	25,367
1.7	3,276	5,548	0.590	0.703	0.030	0.173	8,108	26,562
1.8	3,408	5,852	0.582	0.697	0.030	0.173	8,039	27,397
1.9	3,512	6,238	0.563	0.682	0.030	0.173	7,866	27,625
2.0	3,570	7,140	0.500	0.630	0.030	0.173	7,266	25,940

第65図 底設暗渠流量図



資料 - 5 : 非常排水路

非常時の堆積場々内外の降雨水を排水するため、非常排水路を設置する。

・流出水量

非常排水路の流出水量算出にあたっては、200年に1回あると考えられる最大降水量をとることになっているが、降水観測資料がないので $\gamma = 151\text{mm}$ として算出する。

$$Q = \frac{1}{3.6} \cdot f \cdot \gamma \cdot A, \quad f = 0.8, \quad \gamma = 151\text{mm/時}, \quad A = 1.25\text{km}^2$$

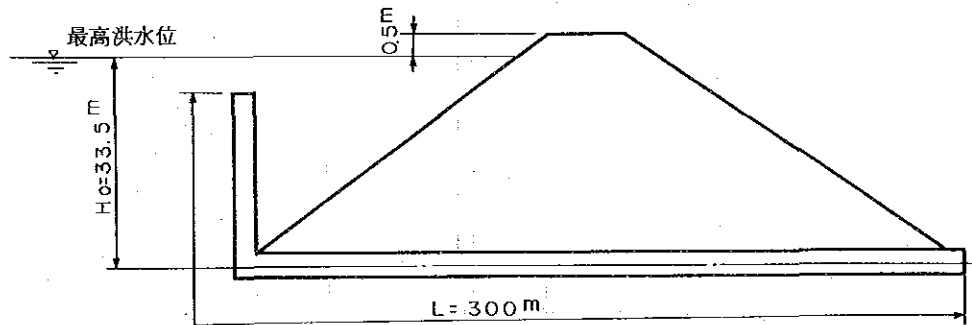
$$= \frac{1}{3.6} \times 0.8 \times 151 \times 1.25$$

$$= 41.94\text{m}^3/\text{秒}$$

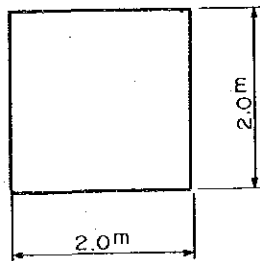
・非常排水路の型式と断面

型式：

放水管式（斜面）



断面



第66図 放水管図

・放流能力

$$Q_a = A \cdot \sqrt{\frac{2g \cdot H_o}{1 + f_e + f_b + \frac{n^2 \cdot 2g}{R^{4/3}} \cdot L}}$$

Q a : 放流量 (m³/秒)

A : 断面積, A = 4.0m²

H o : 満水面より放水口中心までの高さ H o = 33.5m

g : 重力加速度 g : 9.8m/秒²

f e : 入口損失係数 f e = 0.5

f b : わん曲損失係数 f b = 0.99 (90°)

R : 径深, $R = \frac{A}{P} = 0.50m$

L = 水路長 L = 300m

$$Q_a = 4.0 \times \sqrt{\frac{2 \times 9.8 \times 33.5}{1 + 0.5 + 0.99 + \frac{0.015^2 \times 2 \times 9.8}{0.5^{4/3}} \times 300}}$$

$$= 4.0 \times 10.62 = 42.48m^3/秒 > Q = 41.94m^3/秒$$

第Ⅶ章 インフラストラクチャ

1. 受配電設備

1-1 中国側基本構想 (第67図)

1-1-1 構想の概要

安徽省の合肥発電所や安慶発電所は、22万Vの送電線により相互に連結され「華東配電網」を形成している。

受電は安慶給電部に属する変電所より買電し、山元まで11万Vの架空線にて送電する。山元の総合変電所にて6,300Vに降圧し、各需要先へ配電する。

また、長江に面する港地区と、精鋳輸送パイプラインの中間ポンプ場は、鉍山地区とは独立して、最寄りの変電所より、それぞれ受電する。

1-1-2 受電・変電・配電

(1) 電 源： 鉍山地区、港地区及び精鋳輸送パイプライン中間ポンプ場は、それぞれ別々の送電線により、安慶給電部の変電所より買電する。

(2) 送 電

鉍山地区：安慶市の変電所より11万V、独立する2系統の架空送電線で山元へ送電する。

線路延長はそれぞれ16.1kmと17.5kmである。両者の差1.4kmは、一方が送電線経由地の開発に役立つよう、迂回が要請されるという中国側の特殊事情によるものである。

港地区及び精鋳輸送パイプライン、中間ポンプ場：最寄りの変電所から1万V以下の架空線によりそれぞれ送電する。

(3) 変 電： 山元選鉍場南方に予定されている総合変電所にて、10,000kVAの変圧器2台（容量計20,000kVA）により、6,300Vに降圧して各需要先へ配電する。

(4) 配 電： 山元総合変電所からの引出しは、6,000V×9回線×2系統で行ない、各地区へ配電する。（但し、主要扇風機及び社宅地区へは1系統のみで計画されている。）引出回線の内訳は採鉍関係6回線、選鉍関係2回線、精鋳輸送関係1回線である。

採鉍関係は運搬立坑、サービス立坑、-280mL、-400mL、コンプレッサー及び主要扇風機配電所行である。

選鉍関係は摩鉍及び選鉍配電所行である。

配電線路は、主要扇風機、社宅関係及び採石場など遠距離地区へは架空線

とするが、採鉱関係及び選鉱関係へは電力ケーブルとする。周波数は50Hzであり、出力300kW程度以上の機器は6,000Vを使用するものとし、300kW未満は380Vとする。

(5) 非常用電源設備

- ・ 鉱山用電力は「華東配電網」として、22万Vの送電線で相互に連結されている安慶給電部の変電所から買電する。
- ・ 安慶変電所と山元総合変電所間は、独立した2系統の11万V架空線により連絡されている。これらの事情を考慮して、山元における非常用電源設備の配置は計画されていない。

1-1-3 需要電力

(1) 山元総設備容量

約30,000kWと予定されている。

(2) 最大電力

最大電力は約17,000kWと想定され、その内訳は概略下記のように予定されている。

採鉱関係	9,000kW
選鉱関係	6,000kW
精鉱輸送関係	800kW
修理工場等	400kW
その他福利等	800kW

(3) 年間需要電力量

合計9,800万kWhと予定されている。

電力原単位：日産3,500トンの場合：85kWh

(鉱石トン当) " 4,000トンの場合：74 "

1-2 技術的提言

- (1) 全般的に相当な余裕が見込まれた計画であり、特に問題点はない。
- (2) 電力使用量は鉱山地区の農民への供給を考慮しても、85kWh/鉱石tと大きい原単位の計画となっている。

日本では60kWh/鉱石t程度が普通のようなものである。

2. 通信設備

2-1 中国側基本構想（第68図）

操業を円滑に推進するために、地域内外の連絡用として、有線電話設備が計画されている。鉍山地区の主交換台は、容量400回線を予定し、安慶市電話局とは3回線（予備3回線）の電話回線で結ぶ計画となっている。

又、鉍山地区の副交換台や、港地区、採鉍、選鉍、充填及び精鉍輸送交換台と主交換台はそれぞれ独立した電話回線で連絡する計画である。

副交換台は40回線の容量を有し、主として生産指導のため使用される。

各地区交換台の回線容量は下記のように予定されている。

港地区 30, 選鉍 30, 精鉍輸送 12, 採鉍 60, 充填 40

2-2 技術的提言

特に問題となる点はないが、安慶鉍山と同規模の日本の鉍山の場合、一般的には300回線程度の電話が設置されている。

3. 用水設備

3-1 中国側基本構想（第69図）

3-1-1 構想の概要

安慶市の上水道会社から、同社の“五里墩ポンプ場”で購入し、山元まで19kmを圧力パイプで送水し、各需要先へ配水する。

3-1-2 用水の供給

(1) 水源

採鉍用水、選鉍用水、生活用水ならびに鉍山地域における農民のための用水の水源としては、長江からの取水が計画されていた。しかし、取水設備用地、圧力パイプの埋設用地等のため、安慶市街地区域における用地取得や住民の承諾取付などが必要となるため、相当なトラブルが予想された。

これらの解決のためには多大の費用と時間を要すると考えられたので、代案として安慶市上水道会社から購入する計画とした。

なお、送水ポンプは上水道会社が設置し、同社が運転する計画となっている。

本計画の推進により鉍山側及び上水道会社の両サイドに相互にメリットが生ずることになる。

即ち、鉍山サイドでは鉍山開発のための投資額を節約できると共に、上水道会社には国家より設備拡張資金が下付され、新設備が設置可能となり、用水売上代金が入金

されることになる。

(2) 送 水

安慶市上水道会社の“五里墩ポンプ場”から、山元の選鉱場北方に予定する用水タンクまで、19kmを直径500mmの圧力パイプで送水する。

(3) 需 要 量

新水の需要量として下記が予定されている。

鉍山用	15,000m ³ /日	} 計 20,000m ³ /日
農民用	5,000m ³ /日	

なお鉍山用水の内訳は下記のように予想される。

採鉍等	1,400m ³ /日
選 鉍	7,000 “ (必要水量の40%を予定)
精鉍輸送	1,200 “
廃滓流送	4,200 “
生活用水	1,200 “

(4) 浄 水

長江からの取水及び浄水はすべて上水道会社で実施し、鉍山側は飲料水基準の新水を購入する。

(5) 山内配管等

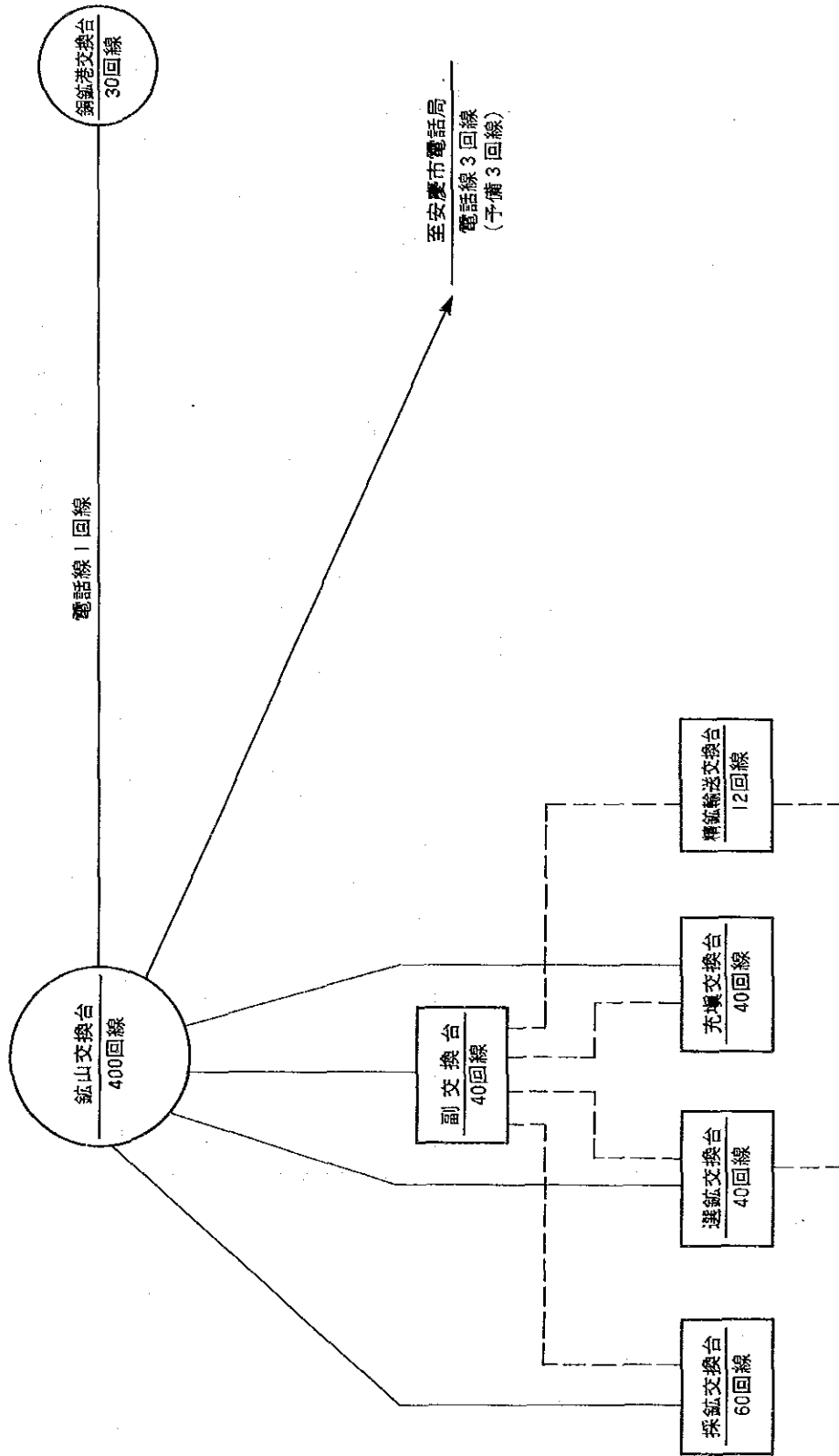
鉍山地区における各需要先への給水については、別紙概念図のように、配水パイプの種類等が計画されているにすぎない。

3-2 技術的提言

農民への供給5,000m³/日を含め、新水20,000m³/日を使用され、原単位5.7m³/鉍石tと計画されている。

日本では安慶鉍山と同規模の鉍山の場合、4m³/鉍石t程度が普通である。

第68圖 通信設備概念圖



第69図 用水概念図

