

題がある。

Table II-2-2 Total Personal

これらは、前述したような選鉱成績の低下等の問題と伴に、選鉱収支の悪化を更に加速しており、Calavi 鉱山を近代化する上の基本的で重要な課題といえることができる。

(at 1981)

		Siglo XX	Victoria	Total
Salary Worker	Engineer	6	5	11
	Foreman	72	10	182
	Total	78	115	193
Labor		264	393	657
Total		342	508	850

Note: This Table contains personal of maintenance and 65 persons of Kenko is not included.

2-1-4 選鉱工場更新の必要性

前項までに考察した各種の問題を解決するには、現在の Siglo XX, Victoria の両選鉱工場をそれぞれ改造する方向では十分でなく、一つの選鉱工場をできるだけ早期に新設して作業システムの一部を更新する以外に方法がない。そのために大掛かりな設備投資を必要としてもやむを得ないと考えられる。このような考え方に到達したのは次の観点による。

(1) 選鉱成績の技術的改善の可能性

重選による予選は、却って選鉱成績の低下を招く大きな原因の一つとなっている。テーブルによる比重選鉱についても Cassiterite の単体分離性にマッチしていない。このようなマイナス要因を除去し、後述するきめ細かなテーブル使用をはじめとする選鉱システムを面的に組み立てることができれば選鉱成績はかなり大幅に改善することは不可能ではない。

上記のマイナス要因は端的に言って Siglo XX の重選設備の廃止と Victoria のテーブルの大幅増強である。この2つの問題を結合して一つの方向の対策にまとめる方法として次のように考える。

(2) Victoria 選鉱工場活用の可能性

現在の 5,000 t/D 処理のためにはテーブル台数は少なくとも3倍必要である。Victoria を拡大すればそのスペースが得られるが、砕砕工程及び鉱石の受入場まで収容するには全面的な更新と同じような大掛かりな工事となる。

坑口及び Desmonte の堆積場所に近い地点にプラントをまとめる方が得策で Victoria に固執する意味がなくなる。もし、受入、砕砕を Siglo XX のままとし、磨鉱以下を Victoria に分けるとすれば、両工場間のハンドリングが大きなハンディキャップとしていつまでも負担となる。両工場に分かれることは両工場の現有設備が殆んどそのまま使用できる

とき有意義となるが、Siglo XXにしる、Victoriaにしる、現有設備は低稼働率であり、老朽化したものが多く、これを整備するとしても要部の材質が不十分と判断され、ボリヴィア国内では設備の質的レベルアップは無理と思われる。

しかも、Cassiterite の分離粒度にマッチするように破砕、磨鉱の産物粒度を小さくするには、クラッシャー、ボールミルの容量が不足している。仮に、これらの機械の部分的増強や大型化をはかろうとすれば、プラントのレイアウトが困難で、無理に場所をつくってはめ込んでも操業管理が非常にやりにくくなる。

③ Siglo XX 選鉱工場活用の可能性

坑口及び Desmonte に近いが上記のように1台当りの設備容量が小さく設備の質も低いので、転用というよりは全面的な更新に近くなる。

しかも、この選鉱工場に隣接した地点に後述したように1万t/日までの設備を建設するに適する場所があるので、Siglo XXにこだわる必要はなくなる。

④ 操業コスト圧縮の可能性

Catavi 鉱山の従業員数をできるだけ減少しないで収支の改善をはかるために、先づ上記のように選鉱成績の抜本的改善であり、次いで大幅な増処理、即ち選鉱工場の規模の拡大である。幸い Desmonte の活用によりほぼ2倍の規模で、しかも操業成績の大幅改善ができそうである。

しかし、2倍の規模即ち、人件費が半とんでも収支は依然として赤字を脱却できそうにない。常識的には Catavi 鉱山の存在を優先しようとするれば人件費も含めた支出の徹底的圧縮がはかられなければならない。

本調査団はこれらの課題に対し、後述のように、選鉱方式策定のための基本的諸試験を実施し、その結果、精鉱品位50%、選鉱実収率55%以上という選鉱成績を得たので、10,000t/D 規模までの新選鉱工場の計画を作成することにした。そして、コストの諸要素については赤字解消を前提に人件費についても適正配置人員まで圧縮して算出することとした。

なお、テーブル選鉱を主体とする計画のため、テーブル台数について簡単にコメントを付記しておく。

今、テーブル選鉱におけるテーブル台数に注目し、選鉱工場の面積的規模を対比してみると現設 Victoria ではほぼ150台であり、今回作成したシステムではその約7倍強の1,100台近く、世界的にも頂例のない大規模なものである。これを処理鉱量でみると2500t/日、10,000t/D、即ち4倍ということになるが、元鉱品位の低下している最近の Victoria

では1,900 t/日程度のSinkが対象となっており、これを基準にすると5倍強となる。

因みに他の鉱山の好成績を挙げている選鉱工場と対比すると、Huanuniでは0.60 t/h1台(元鉱Sn 1.20%, 精鉱Sn 50.0%, 焼滓Sn 0.39%, 採取率68%), 神子畑(Mikohata)では0.37 t/h1台(それぞれ0.25%, 60%, 0.11%, 58%)であり、Victoriaでは0.60 t/h1台(元鉱Sn 0.47%, 但し2,040 t/日, 精鉱Sn 38%, 実収率59%)である。

一般に、元鉱品位の低下と精鉱品位の向上、すなわち選鉱比を大きくし、しかも実収率を上げさせるには、1台当りの処理量を少な目にすると同時に、パルプ濃度を低目に保ってCassiteriteの単体の挙動が他粒体によって干渉されないように留意することが大切である。今回は、元鉱Sn品位が0.3%以下の域にあること、単体のCassiteriteの粒度が50 μ程度を中心とみなされるところから結果的には、上記の新システムでは神子畑に近い0.38 t/h1台となった。

2-1-5 新選鉱工場の構想のあらまし

以上に述べてきたとおり、Catavi 鉱山を再建するためには、選鉱工場の収支を大幅に改善し、少なくとも山元原価のうち人件費のウェイトを現行の半以下とし、選鉱成績についても品位元鉱の処理にマッチした選鉱方式に全面的に更新する必要がある。本調査はここ2カ年の間、2回にわたる現地調査を数カ月間日本国内における室内試験の結果、これらの必要性を痛感し、各種の問題を解決することが可能と考えられる新選鉱工場の骨組みを次のとおり立案した。

- i) 坑内鉱1：坑外鉱2の割合で1万t/日処理の選鉱工場をSiglo XXに隣接するCerro Pichakaniの東斜面に設ける。
- ii) 選鉱方式は、Sn 0.3%前後の低品位元鉱を対象とし、錫石の単体分離性に注目した粉砕、分級工程を組み合わせたテーブル選鉱を主力とする。重液選鉱による予選は実収率の低下と物品(フェロシリコン)のコスト高及び操業不安定の恐れがあるので採用しない。
- iii) 選鉱成績は上記試験(内容は次項参照)の結果をベースとする。実地に際しては、選鉱の企業化のステップと同様に、パイロットプラント(20 t/日以上)を設けてサンプリングデータの精度を高めた上で詳細設計をすすめる。なお、選鉱成績の期待値は、精鉱品位が高品位鉱：Sn 50%、低品位鉱：Sn 4%、総合実収率：Sn 60%である。このため計装及び分析のリアルタイム化による監視の強化をはかり万全を期する。
- iv) 設備の予防保全システムを採用することを前提とし、年間の操業日数は日本国並みの300日とする。操業形態は2週間連続操業2日連休のパターンにより保全整備の労力を減らす。
- v) 操業人員は現状と対比しながら適正配置人員で相立てる。現状が余りにも過大人員であ

り、その人件費単価を用いて算定することは必ずしも妥当でないかもしれないが、設備の質が向上し、操業管理が容易となることにより、従業員の作業が量的に増加することは考えられないので、最終的に収支が改善される方向で人件費を算定することにする。

vi) 新計画は当面10年間の稼働を考える。対象鉱量は坑内鉱の品位を10年間維持するだけの鉱量がない場合、10,000t/日よりも規模を下げ、9,000t/日、8,000t/日の2ケースについても検討する。

vii) 規模の拡大と同時に、粉砕粒度の後細化に対応し、選鉱廃滓の処理と用水の回収が従来のプラントにおける以上に主要となる。これについて先づ用水はPHを中性に保ち、量的には十分確保するよう水バランスを計画する。廃滓処理については、現状と同様に Lupi - Lupi への流入を前提にいわゆる「たれ流し」のままとすることも建設費の面では得策かもしれない。しかし、上記の用水回収を優先する上で特定地点に廃滓ダムをつくり、その上澄みを回収し、選鉱用水を確保する方式で廃滓ダムの計画を作成する。こうしたダム計画はボリビアでははじめてのことと思われるので、モデルケースとして幾分詳細に検討を加えることにする。

2-2 選鉱システム策定のための諸試験

2-2-1 Cassiterite の単体分離性の検討

対象鉱石である Desmonte 及び Block Central (坑内鉱) の Sn 品位は約 0.3% という低品位であるから、単体分離について詳細に把握することは困難である。

EPMA(X線マイクロアナライザー)による鉱石の観察結果によれば、Desmonte、Block Central とともに cassiterite の結晶粒度は大きなもので 50 μ 程度であり、小さなものではサブミクロンの大きさで、半ば鉱染状に存在するものもみられた。従って、十分な単体分離を得るためには、浮選粒度附近までの磨鉱が必要と考えられ、少なくとも 200~300 μ 以下に粉砕することが要求される。

一方、all - 150 μ に粉砕した鉱石をテーブル選鉱機によって回収した cassiterite の粒度は、50 μ 以上のものが多く見受けられる。

これらのことから、上記のサブミクロンの粒度域で存在する cassiterite 及び過粉砕を受けた cassiterite は回収し難いことが考えられる。結論的には、対象鉱石の場合、鉱物の選鉱性及び単体分離度を総合して適当な磨鉱粒度として、数十 μ を中心とした粒度域ということができる。

2-2-2 破砕性の調査

坑外鉱、及び坑内鉱を 65 : 35 に混合した鉱石の破砕特性を調べるためにジョークラック (試験機) で破砕した。粒度別の品位及び粒度分布曲線をそれぞれ Table 1-2-3、

Fig II-2-6に示す。これによると、錫は微粒域において若干濃縮しているが、全体的には、一様に分布している傾向にあり、cassiterite が微細に点在しているという前項の結果を裏付けている。

Table II-2-3 Crushing Test (Mixed Ore -20mm)

Product	Wt %	Grade %		Dist. %	
		Sn	Fe	Sn	Fe
Total	100.0	0.39	2.10	100.0	100.0
20mm -11.1	18.6	0.34	2.24	16.2	19.8
- 9.52	10.4	0.34	2.12	9.0	10.5
- 6.73	16.6	0.34	2.02	14.6	16.0
- 4.76	7.0	0.29	2.02	5.2	6.7
- 3.36	11.7	0.40	2.24	12.0	12.5
- 1.68	10.5	0.36	2.20	9.8	11.0
- 0.84	7.2	0.38	1.82	7.1	6.2
- 0.30	7.0	0.59	1.80	10.7	6.0
minus - 0.30	11.0	0.54	2.14	15.3	11.2

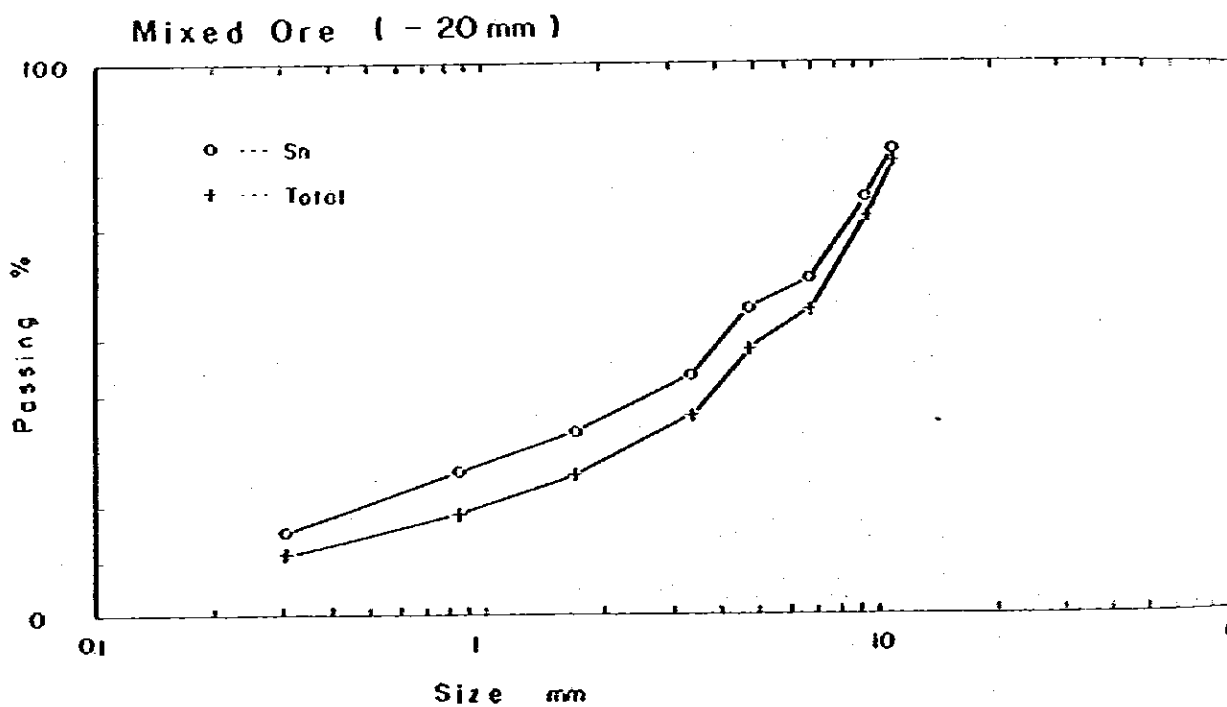


Fig. II-2-6 Size Distribution of Crushing Test (Table I)

り、その人件費単価を用いて算定することは必ずしも妥当でないかもしれないが、設備の質が向上し、操業管理が容易となることにより、従業員の作業が量的に増加することは考えられないので、最終的に収支が改善される方向で人件費を算定することにする。

v) 新計画は当面10年間の稼働を考える。対象鉱量は坑内鉱の品位を10年間維持するだけの鉱量がない場合、10,000t/日よりも規模を下げ、9,000t/日、8,000t/日の2ケースについても検討する。

vi) 規模の拡大と同時に、粉砕粒度の微細化に対応し、選鉱廃滓の処理と用水の回収が従来のプラントにおける以上に重要となる。これについて先づ用水はPHを中性に保ち、量的には十分確保するよう水バランスを計画する。廃滓処理については、現状と同様に Lupi - lupi への流入を前提にいわゆる「たれ流し」のままとすることも建設費の面では得策かもしれない。しかし、上記の用水回収を優先する上で特定地点に廃滓ダムをつくり、その上澄みを回収し、選鉱用水を確保する方式で廃滓ダムの計画を作成する。こうしたダム計画はポリビアでははじめてのことと思われるので、モデルケースとして幾分詳細に検討を加えることにする。

2-2 選鉱システム策定のための諸試験

2-2-1 Cassiterite の単体分離性の検討

対象鉱石である Desmonte 及び Block Central (坑内鉱) の Sn 品位は約 0.3% という低品位であるから、単体分離について詳細に把握することは困難である。

BPMA(X線マイクロアナライザー)による鉱石の観察結果によれば、Desmonte、Block Central とともに cassiterite の結晶粒度は大きなもので 50 μ 程度であり、小さなものではサブミクロンの大きさで、半ば鉱染状に存在するものもみられた。従って、十分な単体分離度を得るためには、浮選粒度附近までの磨鉱が必要と考えられ、少なくとも 200~300 μ 以下に粉砕することが要求される。

一方、all - 150 μ に粉砕した鉱石をテーブル選鉱機によって回収した cassiterite の粒度は、50 μ 以上のものが多く見受けられる。

これらのことから、上記のサブミクロンの粒度域で存在する cassiterite 及び過粉砕を受けた cassiterite は回収し難いことが考えられる。結論的には、対象鉱石の場合、鉱物の選鉱特性及び単体分離度を総合して適当な磨鉱粒度として、数十 μ を中心とした粒度域ということができる。

2-2-2 破碎性の調査

坑外鉱、及び坑内鉱を 65 : 35 に混合した鉱石の破碎特性を調べるためにジョークラッシュ (試験機) で破碎した。粒度別の品位及び粒度分布曲線をそれぞれ Table 1-2-3、

Fig II-2-6に示す。これによると、錫は微粒域において若干濃縮しているが、全体的には、一様に分布している傾向にあり、cassiterite が微細に点在しているという前項の結果を裏付けている。

Table II-2-3 Crushing Test (Mixed Ore -20mm)

Product	Wt %	Grade %		Dist. %	
		Sn	Fe	Sn	Fe
Total	100.0	0.39	2.10	100.0	100.0
20mm -11.1	18.6	0.34	2.24	16.2	19.8
- 9.52	10.4	0.34	2.12	9.0	10.5
- 6.73	16.6	0.34	2.02	14.6	16.0
- 4.76	7.0	0.29	2.02	5.2	6.7
- 3.36	11.7	0.40	2.24	12.0	12.5
- 1.68	10.5	0.36	2.20	9.8	11.0
- 0.84	7.2	0.38	1.82	7.1	6.2
- 0.30	7.0	0.59	1.80	10.7	6.0
minus - 0.30	11.0	0.54	2.14	15.3	11.2

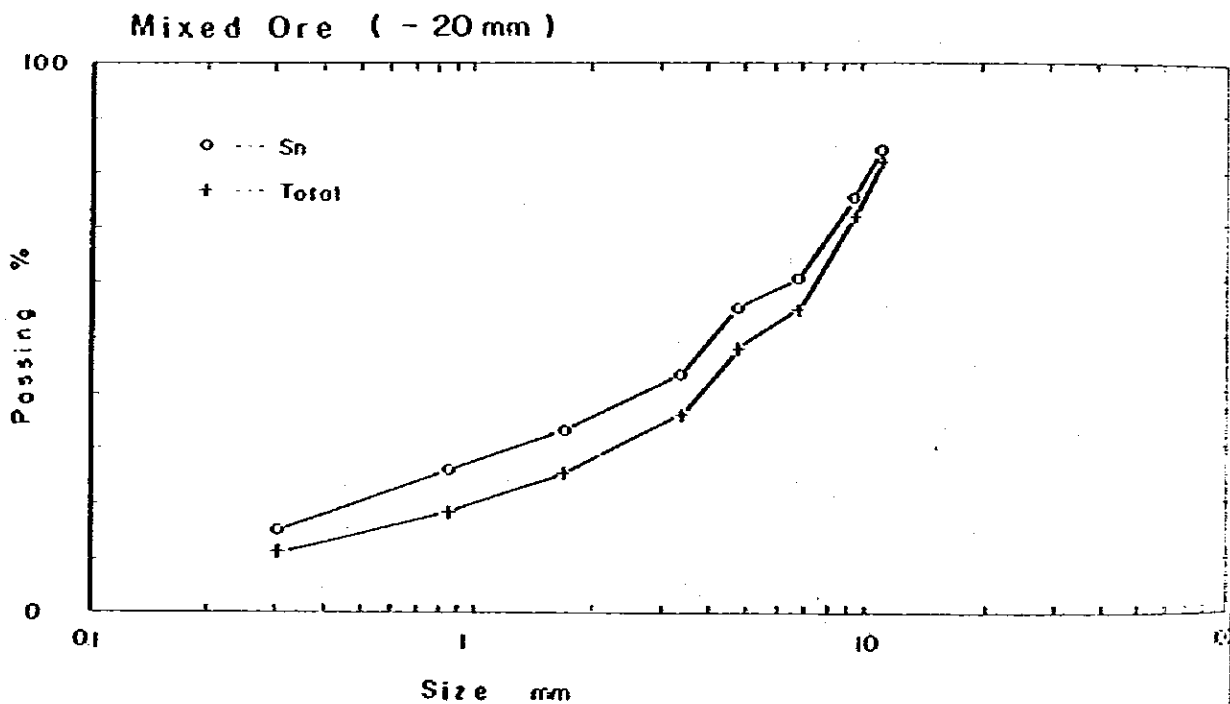


Fig. II-2-6 Size Distribution of Crushing Test (Table I)

2-2-3 磨鉱試験

対象鉱石の work index は 15~16 kwh/t であり、かなり硬質である。従って、磨鉱コストが高くつくことが考えられるため、磨鉱の省エネ化の可能性を調べる目的で -12 mesh に粉砕した混合鉱をクラッシングロールで微粉砕した。その結果を Table II-2-4 に示す。

これによると破砕産物の粒度別錫含有量は各粒度域にわたってほぼ一様に分布している。-12 mesh (1397 μ m) 程度の粗粒段階でもう一度破砕機を用いて微粉砕化し、低品位部分を選石として除去することによって磨鉱対象鉱量を少なくしようとするというような省エネ化は至理である。cassiterite の回収のためには全量を磨鉱機によって磨鉱する必要がある。

Table II-2-4 Grinding Test (Mixed Ore -12 mm)

Product	Wt %	Grade %		Dist. %	
		Sn	Fe	Sn	Fe
Total	100.0	0.38	1.80	100.0	100.0
35 meshes	31.1	0.35	1.66	28.6	28.8
48 "	11.8	0.38	1.89	11.7	12.4
65 "	11.1	0.38	1.64	10.9	10.1
100 "	6.8	0.41	1.80	7.3	6.8
200 "	9.9	0.48	1.81	12.3	10.0
400 "	7.6	0.54	2.00	10.7	8.4
-400 "	21.7	0.33	1.95	18.5	23.5

次に、ボールミルによる粉砕特性を調査した結果を Table II-2-5, 6 及び Fig II-2-7, 8 に示す。これらはミル内濃度を 60% 及び 70% の 2 通りに変化させたものである。両者を比較してみると、ミル内濃度の薄い方が Sn の粒度域を狭くすることが可能であることを示唆している。即ち、磨鉱においては多段 (multistage) 磨鉱の採用とともに、低濃度での磨鉱を行うことにより、cassiterite の過粉砕を防ぐことが重要であると考えられる。

2-2-4 重液選鉱試験

重液選鉱は磨鉱省エネ化の為に非常に重要であり、現地においても予選工場 (Preconcentration) が稼働している。

しかし、当該鉱石は cassiterite の結晶粒度が微細であり、本調査団の前年度の浮沈分析では良好な結果を得ることが出来なかった。

Fig II-2-9 は Desmonte についての微細な粒度での浮沈分析結果であるが、比較的良好的な分離性を期待できる重液比重は 27.5 以上であり Sn の回収率は 60% 程度になっている。

これより粗粒域においては、分離性が極度に悪いことに加え、1.68/0.21 μ m 粒度においても理論的実収率が低く、更にこの粒度での有効な重選方法が見当たらない等の理由により、今回は重選を検討の対象から除外した。

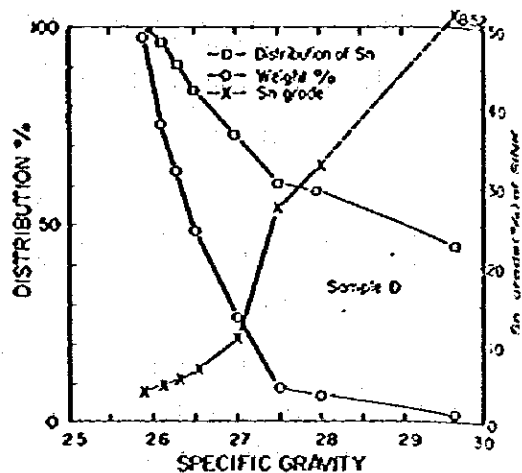


Fig. II-2-9 Result of Sink and Float Test (Desmonte 168/0.21mm)

2-2-5 比重選鉱試験

前年度の基礎試験により微細な粒度域における cassiterite の分離性が良好であることが判明した。(-100 mesh) 又、2-2-1 の考察により磨鉱粒度は数 10 ミクロンが中心となると述べた。

しかし、極力磨鉱費を低減する意図から今回の試験では粗粒域での分離にも留意して磨鉱粒度を変化させ、さらに節分けによって粒度別にテーブルでの分離試験を行なった。

1) Table test Pb 1 (Fig II-2-10)

ここではボールミル (Pd 60%) で混合鉱 (Desmonte : Block Central = 65 : 35) を 80% 程度約 180 μ に磨鉱した後 +100 mesh, 100~400 mesh, -400 mesh 及びスライムに分離し、スライム以外の産物について分離試験を行なった。

粗選段階における実収率は 70.5% で、粗精鉱品位は Sn 13.4% であった。粒度別にみれば 100~400 mesh が分離性良好であり、実収率は 87% であった。

粗精鉱は一括して炭化物浮選 (粗選 PH 4.5 Et x 100g/l, 日香井 125 - 精選) 及びテーブルによる精選を実施した。

最終精鉱の品位は Sn 48.93%、実収率は 59.8% であった。精選尾鉱は中鉱としてくり返し処理を実施するか、もしくは Volatilization 向け低品位精鉱として扱うことが考えられる。

2) Table test Pb 2 (Fig. II-2-11)

クラッシュロールにて 80% 粒度 560 μ に粉砕したものを +35 mesh, 35~100

Table II-2-5 Grinding Test Wet Grinding P.D. 60%

Product	Wt %	Grade %			Distribution %		
		Sn	Fe	S	Sn	Fe	S
Total	100.0	0.37	1.79	0.52	100.0	100.0	100.0
+ 65 Mesh	12.0	0.17	1.72	0.29	5.4	11.5	6.7
+ 100 "	11.2	0.28	1.65	0.50	8.6	10.3	10.9
+ 150 "	15.1	0.45	1.70	0.54	18.3	14.3	15.8
+ 200 "	10.5	0.51	1.62	0.52	14.7	9.5	10.6
+ 400 "	13.8	0.53	1.67	0.55	20.0	12.9	14.7
- 400 "	37.4	0.32	1.99	0.57	33.0	41.5	41.3
- 200 Mesh	51.2	0.38	1.90	0.56	53.0	54.4	56.0
- 150 "	61.7	0.40	1.86	0.56	67.7	63.9	66.6
- 100 "	76.8	0.41	1.82	0.55	86.0	78.2	82.4
- 65 "	88.0	0.40	1.80	0.55	94.6	88.5	93.3

Table II-2-6 Grinding Test Wet Grinding P.D. 70%

Product	Wt %	Grade %			Distribution %		
		Sn	Fe	S	Sn	Fe	S
Total	100.0	0.38	2.02	0.50	100.0	100.0	100.0
+ 65 Mesh	10.7	0.28	1.83	0.52	8.1	9.7	11.0
+ 100 "	16.1	0.34	1.87	0.50	14.4	14.9	16.8
+ 150 "	10.9	0.41	1.98	0.51	11.9	10.7	11.0
+ 200 "	9.9	0.45	2.09	0.48	11.9	10.2	9.4
+ 400 "	12.8	0.50	2.04	0.46	17.0	12.9	11.7
- 400 "	39.6	0.35	2.12	0.52	36.7	41.6	40.9
- 200 Mesh	52.4	0.38	2.10	0.51	53.7	54.5	52.5
- 150 "	62.3	0.40	2.10	0.50	65.6	64.7	62.0
- 100 "	73.2	0.40	2.08	0.50	77.5	75.4	73.0
- 65 "	89.3	0.39	2.04	0.50	91.9	90.3	89.0

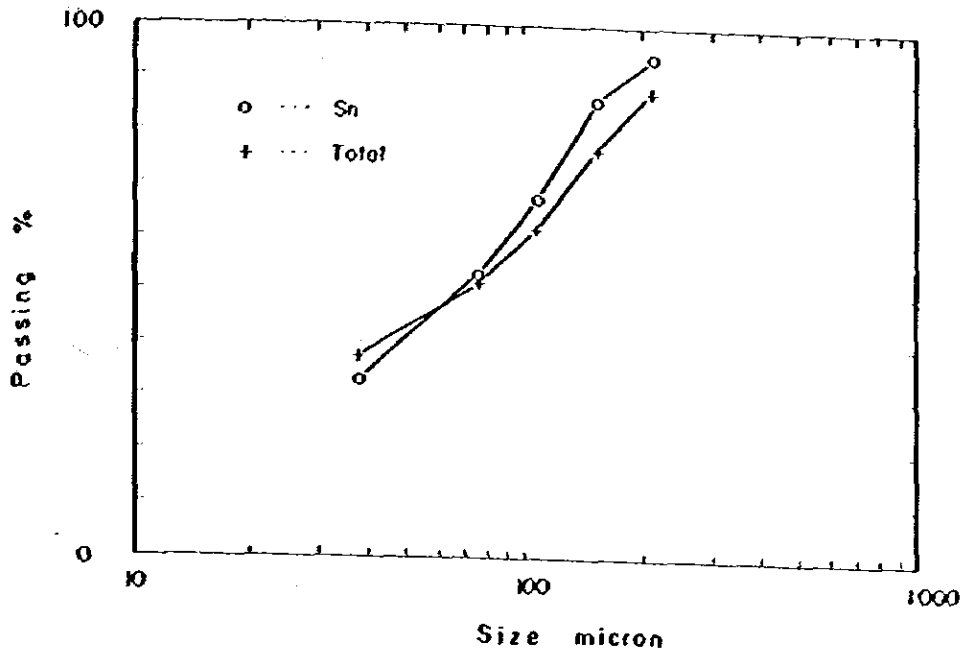


Fig. II-2-7 Size Distribution of Wet Grinding Test -PD60%
(Table 5)

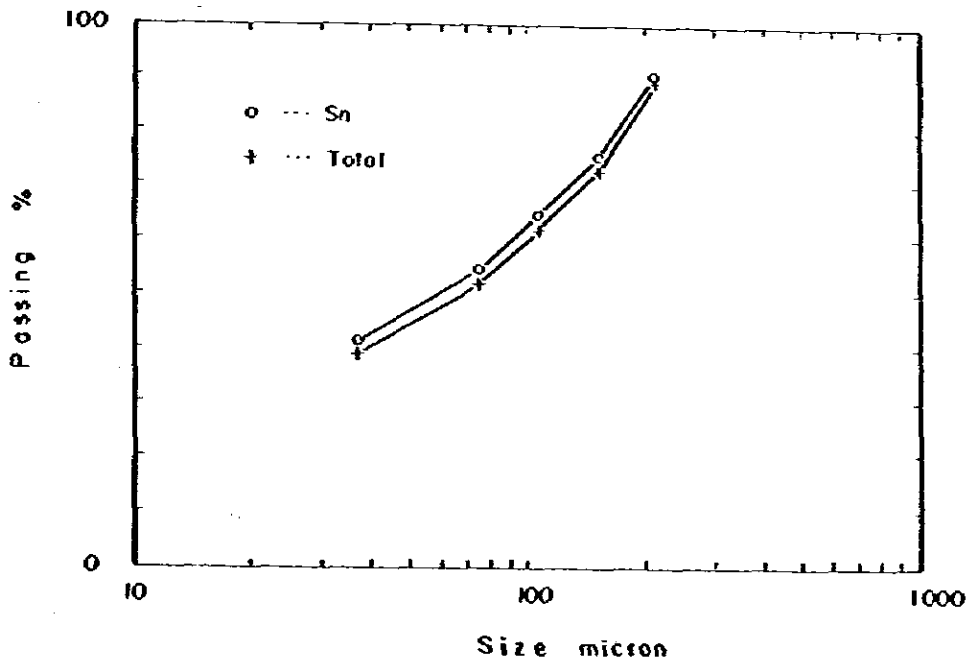


Fig. II-2-8 Size Distribution of Wet Grinding Test -PD70%
(Table 6)

Table test NO.1

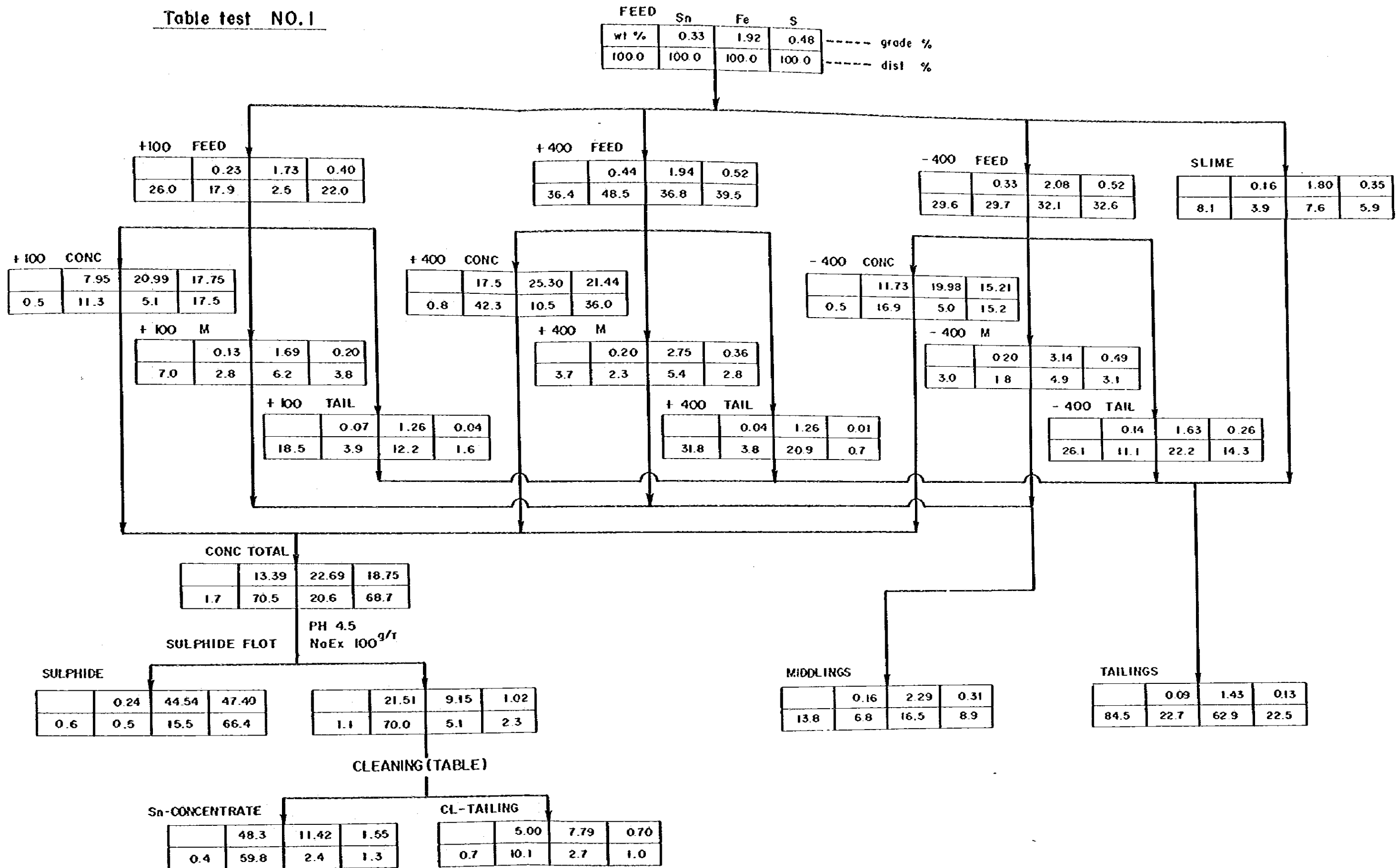


Fig. II-2-10 Table Test - Mixed Ore (D80 = 180 micron Wet Grinding)

Table test NO.2

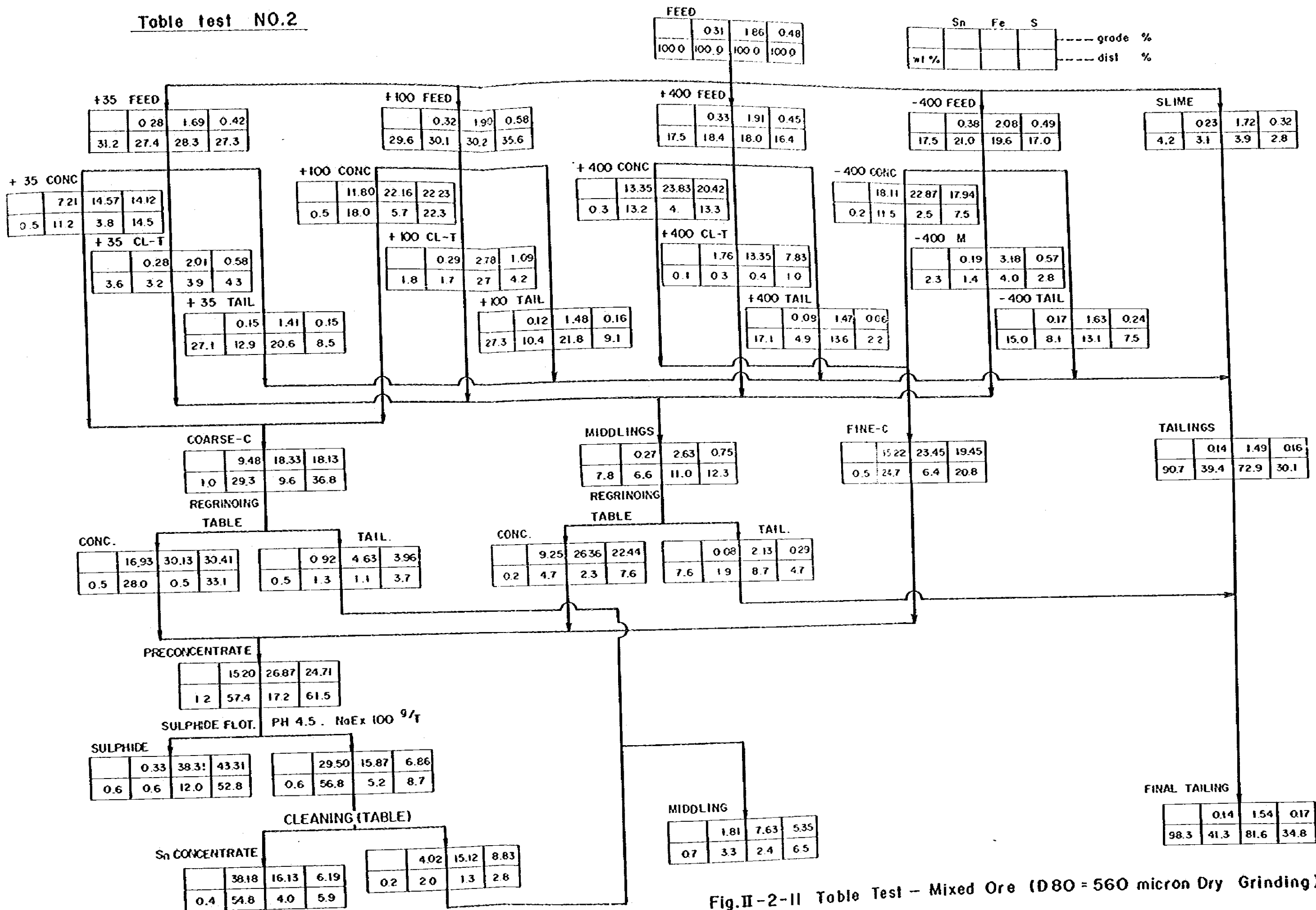


Fig. II-2-II Table Test - Mixed Ore (D80 = 560 micron Dry Grinding)

Table test No.3

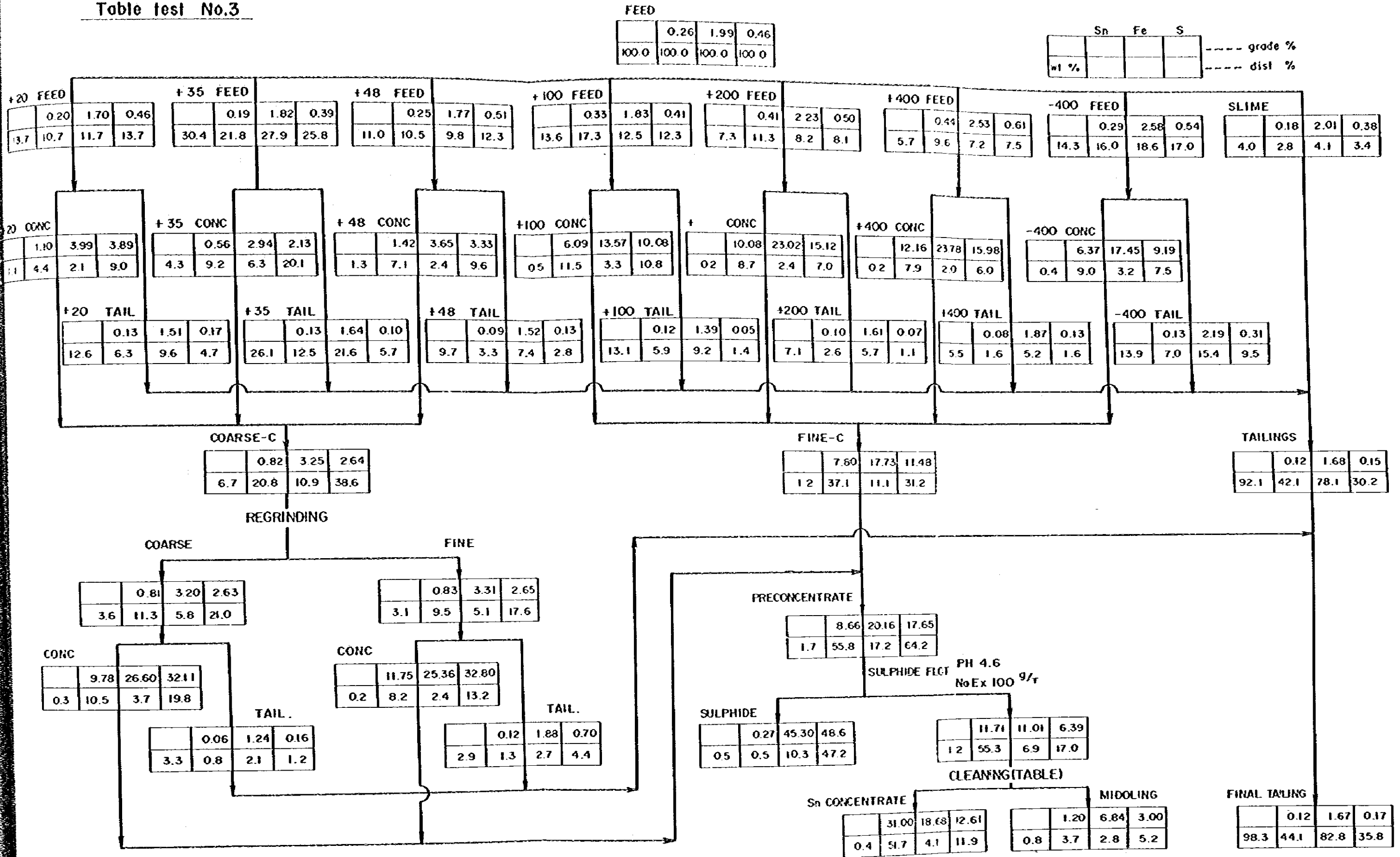
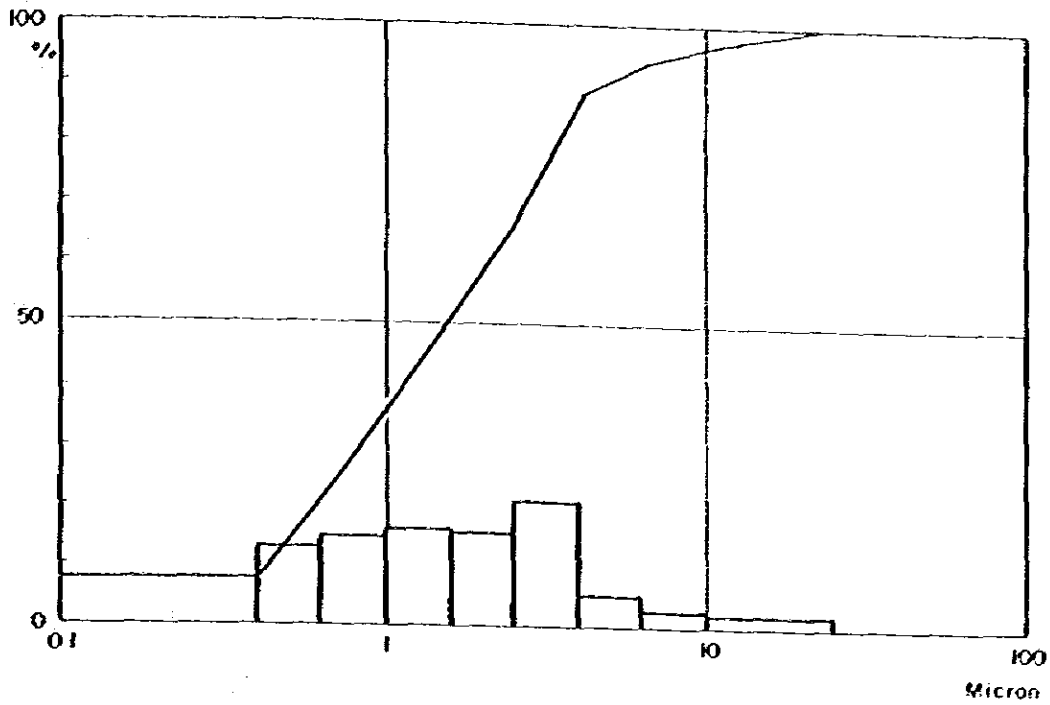


Fig. II-2-12 Table Test - Mixed Ore (D80 = 730 micron Dry Grinding)



MEMO

Size distribution of slime :

destimed by mulliclone

Pres. 2.0 kg/cm²

P.d 75 %

Slime ratio 4.2% - Head

SIZE	Wt %	CUMULATIVE
25.00	0.0	100.0
16.00	1.9	98.1
10.00	1.9	96.2
6.30	2.7	93.5
4.00	5.2	88.2
2.50	20.8	67.4
1.60	15.5	51.8
1.00	16.1	35.7
0.63	14.9	20.8
0.40	13.3	7.5
0.00	7.5	0.0

Fig. II-2-13 Size Distribution of Slime of Table Test No.2

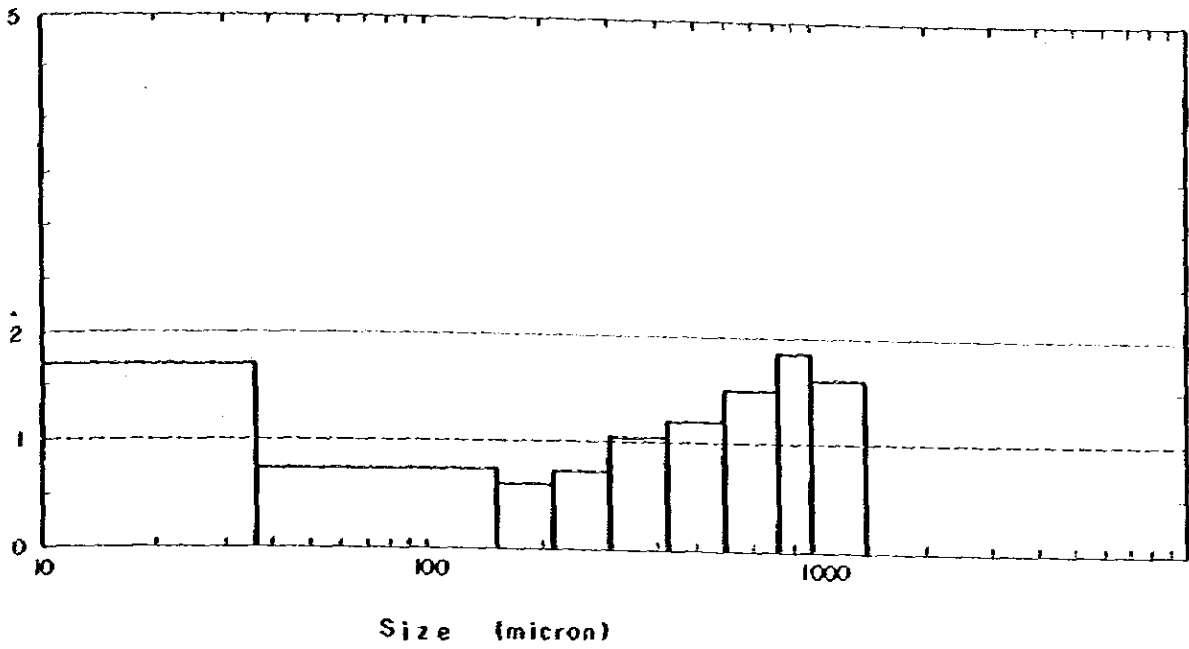


Fig. II-2-14 Particle Size & Tin Grade of Tailing-Table Test No. 2

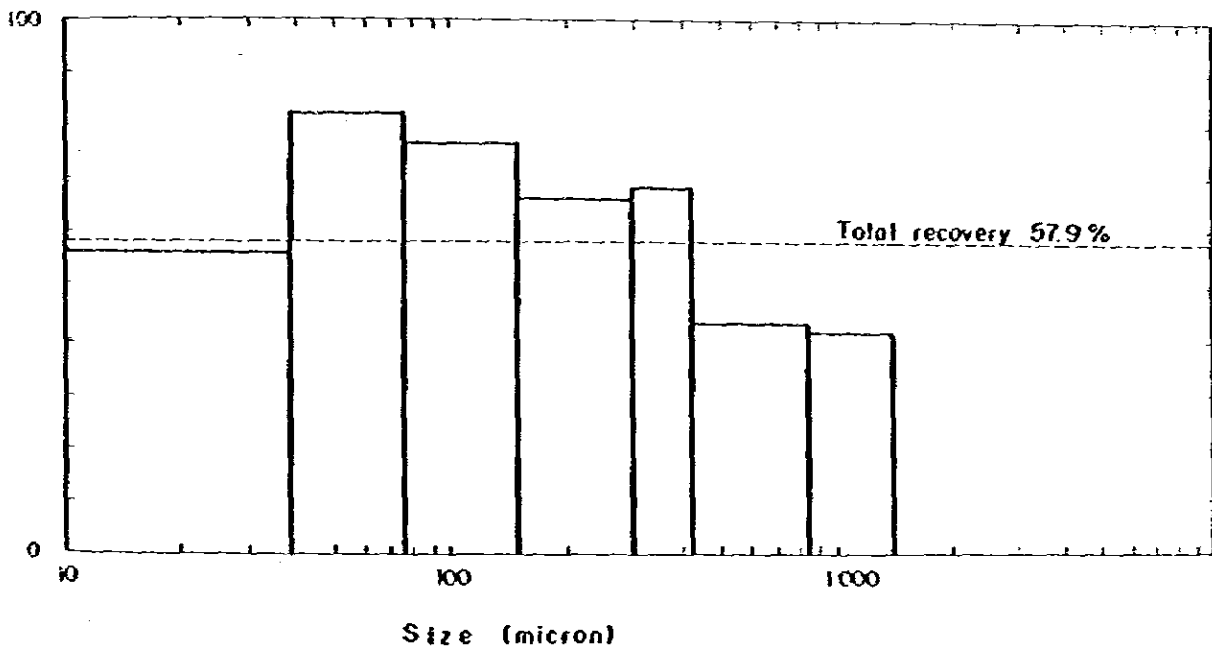


Fig. II-2-15 Particle Size & Tin Recovery - Table Test No. 3

Table H-2-7 Cleaning Test of Preconc. -Sn

Product	Wt %	Grade %			Distribution %		
		Sn	Fe	S	Sn	Fe	S
Total	100.0	8.63	32.82	33.33	100.0	100.0	100.0
Sulphide	65.5	0.49	45.49	49.73	3.7	90.8	98.5
Flot-Tail.	34.5	24.12	8.74	1.41	96.3	9.2	1.5
Mag. -1	1.7	0.98	73.85	3.05	0.2	3.9	0.2
Nonmag. -1	32.7	25.35	5.28	1.32	96.1	5.3	1.3
Mag. -2	12.8	6.36	6.61	1.39	9.4	2.6	0.5
Nonmag. -2	20.0	37.51	4.43	1.28	86.7	2.7	0.8

2-2-7 選鉱試験の総括

今回の試験結果として明らかになった事柄は、

- 1) 重選による予選は難しい。
- 2) 磨鉱は極力過粉碎を避けるために、マルチステージ粉碎を取り入れ、ミル内パルプ濃度は低くすべきである。
- 3) 磨鉱粒度は50~200 μ の粒度分布率を高めることを目的として考える必要がある。
- 4) テーブルでの分離結果は、精鉱品位48.9%、実収率59.8%、低品位精鉱Sn、5%、実収率10%を得た。
- 5) 磁選によるFeの完全除去は難しい。

2-3 新選鉱工場の概念設計

2-3-1 計画の基準

現地調査、選鉱諸試験及び国内外の類似鉱山の事例等により、設計の基準は以下のとおりとする。

(1) 取扱鉱物の物性

Table II-2-8 Basic condition of processing mineral

		Mined Ore			Desmonte	Total		
		1~7 year	8~10 year	average of 10 years	1~10 year	1~7 year	8~10 year	average of 10 years
Grade (%)	Sn	0.41	0.22	0.37	0.27	0.32	0.26	0.30
	Fe	2.46	2.46	2.46	2.00	2.16	2.09	2.14
	S	0.96	0.96	0.96	0.30	0.53	0.43	0.50
Specific Weight		2.75	2.75	2.75	2.70	2.72	2.71	2.72
Ratio of Water content (%)	Rainy season	1.5	1.5	1.5	3.0	-	-	-
	Dry season	1.0	1.0	1.0	1.5	-	-	-

(2) 処理鉱量、含錫量

Table II-2-9 Processed Ore in the case of 10,000 t/day

	Mined Ore			Desmonte			Total		
	1~7 year	8~10 year	average of 10 years	1~7 year	8~10 year	average of 10 years	1~7 year	8~10 year	average of 10 years
Processed Ore per day (t)	3,500	2,000	3,050	6,500	8,000	6,950	10,000	10,000	10,000
Tin content per year (t)	4,335	1,320	3,430	5,265	6,450	5,630	9,600	7,800	9,000

Note) Annual operation day : 300 days

(3) 選鉱方式

既設選鉱工場が従来 Sn 0.5 多以上の高品位鉱を対象としてきたのに対して、新選鉱工場は Sn 0.3 多前後の低品位鉱の処理システムとする。基本的な考え方としては、全量全選（all sliming）とし、+65 mesh (208μ) は磨鉱し、粗粒、細粒、微粒に分級しそれぞれに適合したテーブルを用いる比重選鉱を主力とする。

なお、従前継続している買鉱の処理については、比較的高品位であるので、その選鉱を並実に行い収入増をはかる必要があるが、鉱量が 100 t/日程度であるので、実務設計の段階

で系統に相込まれるものとし、ここでは計画範囲外とする。

(9) 最終精鉱品位及び採収率

高品位精鉱	Sn品位	50.0%	実収率	55.0%
低品位精鉱	Sn品位	4.0%	実収率	5.0%

(5) 操業条件

年間操業日数は300日とする。一般に、数万t/日レベルの大量処理プラントでは磨鉱工程に系列予備を設けて定期的に体転整備に充当するが、ここでは1万t/日であり、プラントの全面的体転整備方式を採ることとする。これにより、予防保全システムの徹底とプラントの建設費の圧縮をはかる。

1台当たりの方数	:	3方
1方当たりの時間数	:	8時間
運転時間	:	1次破砕は坑内出鉱に合わせて 6時間/方×3方/日 2次・3次破砕は 7時間/方×3方/日 磨鉱工程以下 8時間/方×3方/日

(6) 設備能力(10,000t/日規模時)

破砕	1~7年次	坑内鉱	3,500t/日以下
		坑外鉱	6,500t/日
	8~10年次	坑内鉱	2,000t/日
		坑外鉱	8,000t/日と変える

磨鉱~テーブル選鉱 10,000t/日以下

9,000t/日規模時には1~10年間を通じて坑内鉱2,500t/日とする。

(7) 工程別基準

破 砕	坑 内 鉱	坑 外 鉱
受入場最大サイズ	600mm×800mm×1,200	80mm角穴通過物
破砕最終産物80φサイズ	9mm	9mm
貯鉱容量(最少限)	系統の一方の運転時間の差をストック可能とする。	
磨 鉱		
磨鉱最終産物80φサイズ	208μ(65 mesh)	
貯鉱容量(ミルビン)	最少限設備修理時間に見合う(6時間/日) ストック可能とする。	

Work index (Wio)	15.5
比重選鉱	粗粒，細粒，微粒の3粒域に分けて処理する。
脱硫浮選	PH 4.5により粗選と精選を行う。
脱鉄磁選	弱磁性域で行う
精鉱濃縮	コスト低下のため乾燥機は省略する
尾滓濃縮	用水回収に重点をおく

2-3-2 フローシートの策定

Fig 1-2-17は別添したフローシートを要約したものである。

(1) 破砕工程

給鉱最大サイズ(前記)を考慮し，坑内鉱は1次から3次までの破砕機を3段階に分け，Desmonteは一段破砕のみにより，破砕産物80φサイズ9mmとする。坑内鉱の1次，2次破砕は開回路を組み，破砕産物はすべて水洗する。

これは，次の磨鉱工程の操業コストの圧縮をはかるほか，破砕工程中で遊離する銻石の粉砕を避けるためである。又，坑内採掘方式が従来のブロックケービング法からサブレベル法に変更されることにより，銻石受入場の篩上銻量(分布)がやや増加するが，最大量は600mm程度であり，現在，プラント休転の一因でもある大塊の人力破砕を機械破砕化する。

(2) 磨鉱工程

磨鉱方式は，ロッドミル1段(開回路)の後，分級サンド系のボールミル1段と並列に分級オーバーフロー系を再分級し，その粗粒を別のボールミル1段でいづれも開回路で磨鉱する。

細粒から微粒に分布しているため，この粒度域の分級に特徴をもつ各種の分級機を逐次組合せてプロセスを構成することとする。

プロセスを組むに当たって，極力単純化して設備の経年劣化や接液部の磨耗による磨粒(sizing)の変動に対しても操業管理を行いやすくするよう留意する。又，破砕工程からの水洗されたサンドスライムは粗粒サンドを分級してロッドミル回路に加え，坑内鉱と粗粒銻のblendingをはかるとともに，スライム分はプライマリースライム系として分離する。

(3) 比重選鉱工程

後記Fig 1-2-18にしたがって，粗粒：Plat-Table(プラットテーブル)，中粒：Deister Table(ダイスターテーブル)，微粒：James Table(ジェームス・テーブル)を分散配置する。

(4) 精鉱品位上昇工程

テーブル選鉱のみでは不純物を随伴するため高品位精鉱が得られないので，一般的に手選

ある脱泥、脱鉄工程を組み合わせる必要がある。脱泥はアジテーター機による粗選とフーレンワールド機による精選とし脱鉄用磁石は750 Gauss程度の低磁性体により、買鉄条件に有利な精鉄品位に仕上げることにする。

2-3-3 物量バランスの計画

① 鉄量及びメタルのバランスの基準

Fig. 1-2-17は鉄量及びメタルのバランスシートを兼ね、Fig. 1-2-18は鉄量及び水量バランスシートである。又、Fig. 1-2-19は水バランスを総括したものである。ここでは、工程の前半、磨鉄工程までの計画要目について、設計条件を列挙しておく。

<坑内鉄の破砕>

	給鉄サイズ	セット	産物サイズ	選路
1次破砕機	-600 ~ 190 μ	100 μ	-100 μ 80%	Open
2次破砕機	-200 ~ 40 μ	40 μ	-47.5 μ 80%	Open
3次破砕機	-70 ~ 11 μ	13 μ	-13 μ 80%	Close

<Desmonte の破砕>

破砕機	-80 ~ 9 μ	13 μ	-13 μ 80%	Close
-----	---------------	----------	---------------	-------

<磨鉄>

	F 80	P 80
1次磨鉄機	9 μ	1 μ
サンド系2次磨鉄機	2 μ	295 μ (48 mesh)
オーバーフロー系2次磨鉄機	208 μ (65 mesh)	147 μ (100 mesh)
片刃処理系再磨鉄機	147 μ (100 mesh)	74 μ (200 mesh)
浮選磁選再磨鉄機	147 μ (100 mesh)	74 μ (200 mesh)

<選別及び分級>

Fig. 1-2-20による。

<比選>

Fig. 1-2-21による。

2 水バランスの基準

① 用水原単位

全体で15 ml/t-ore を目安とする。参考までに他選鉄工場の実績を表記しておく。

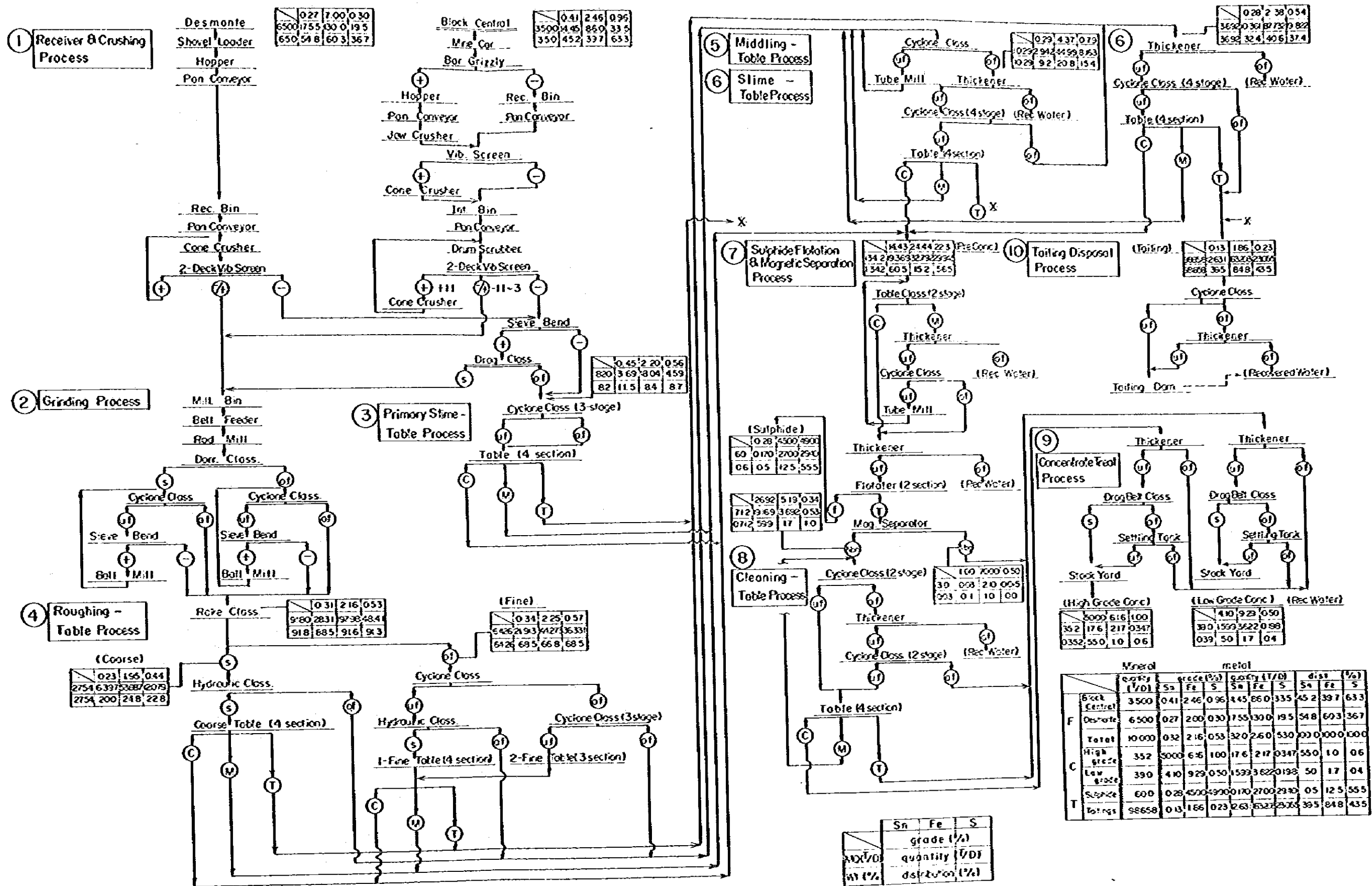


Fig. II-2-17 New Concentrator Flow Sheet

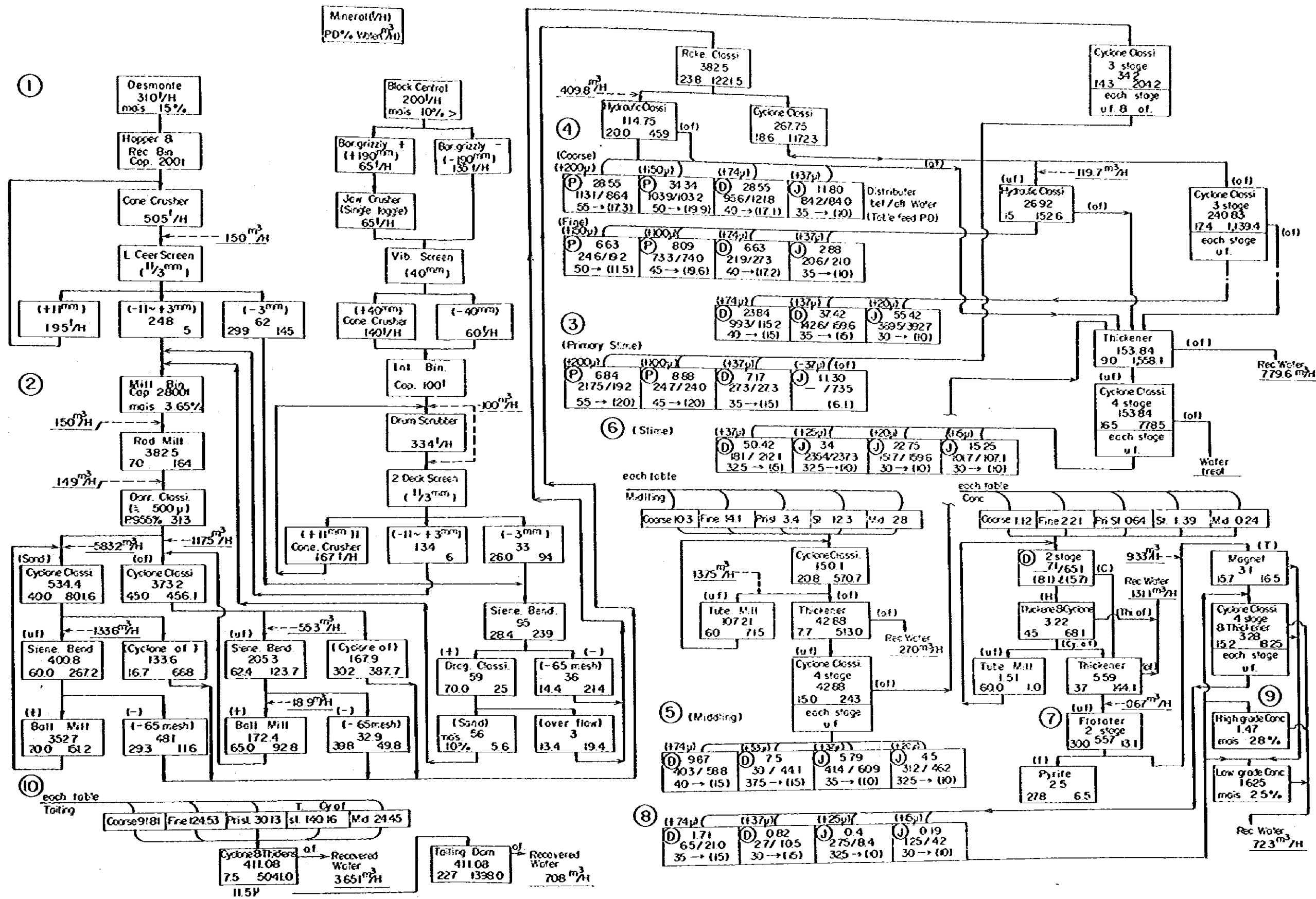


Fig. II - 2 - 18 New Concentrator Material Balance Diagram (Amount of Mineral and Water)

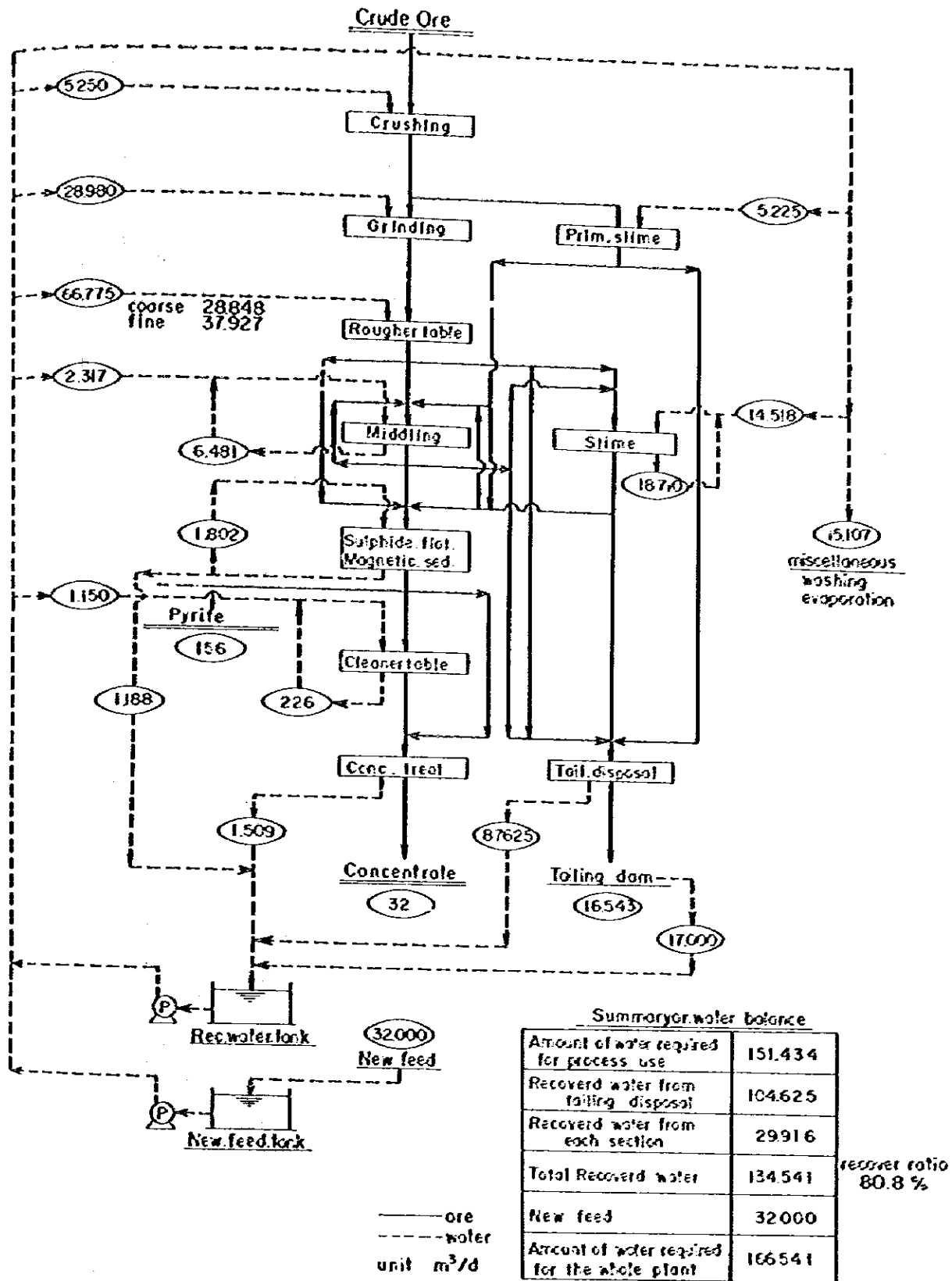


Fig. II-2-19 Water Balance

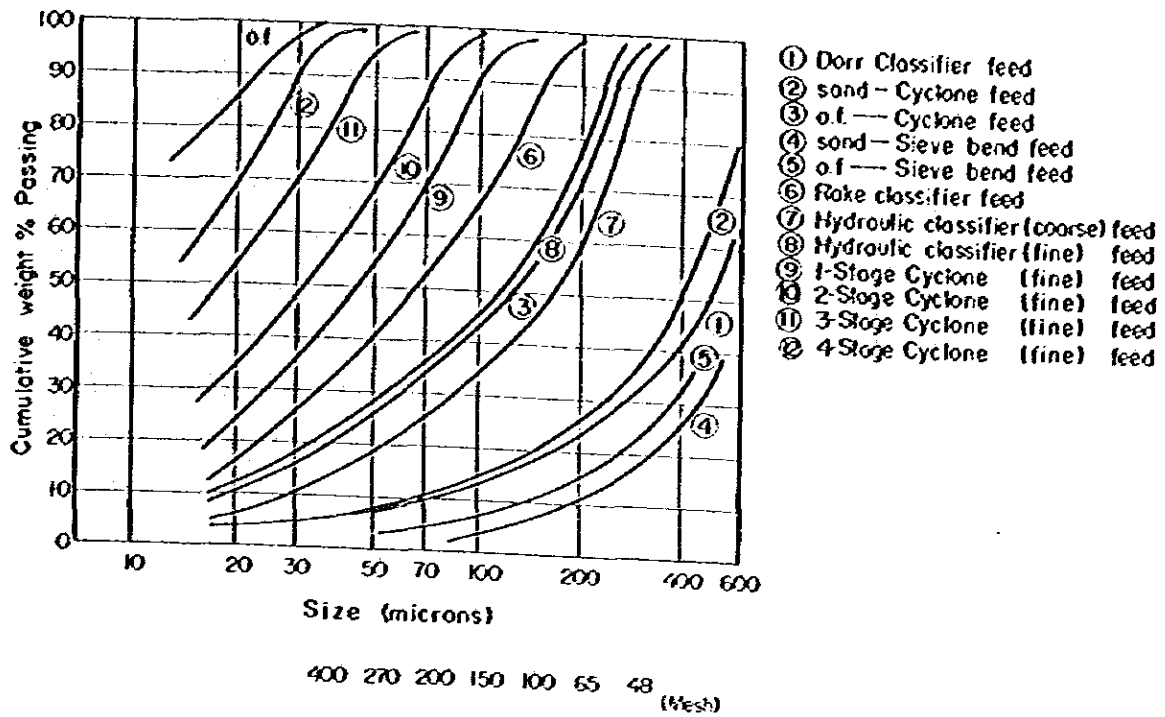


Fig. II-2-20 Size Distribution of Classifier Products

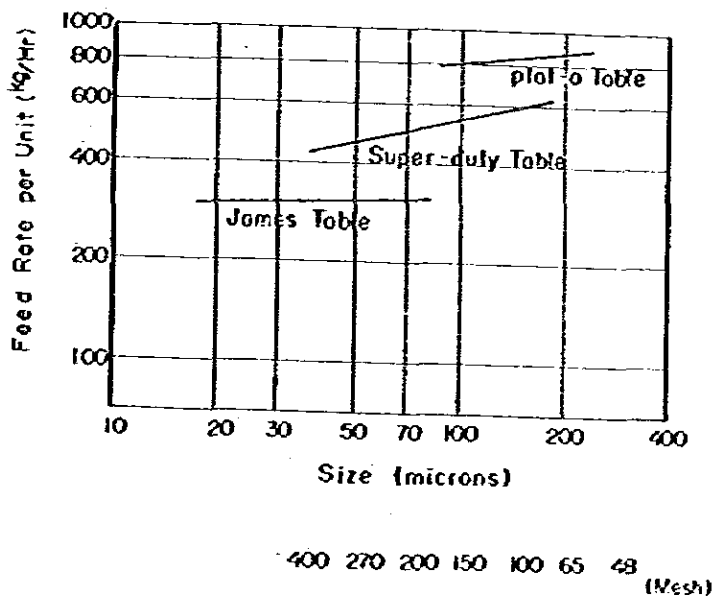


Fig. II-2-21 Relationship between Feed size and Feed rate to Shaking Tables

所要水量の10%増で考える。

2-3-4 主要機械設備の選定

建設費、操業費及び選鉱成績に密接な関係のある主要設備について概略仕様と設計上のおもな留意事項等を掲記する。

(1) 破碎工程のホッパー、ビン

坑内鉱系統は、一列車に組成された鉱車(5t/車×14輛)の受入れ作業において、1車ごとの受払い鉱量と破碎設備の能力がバランスし、スムーズな送鉱が行われる限り、受入れホッパーの容量は小さくてよい。

又、中間ビンについても、採鉱、選鉱間の操業時間差に対応したストック容量に残鉱を加えた量で足りる。もちろん、設備の予防保全システムが実現されることと、ビンが空になって落下鉱による損傷を防止するシステムを設けることが必要である。

構造については、坑内鉱の搬出レベルに対して地下式のグリズリー付鉄筋コンクリート造とし、可変速、重荷重型のエプロンフィーダーで抜出し、抜出口の寸法、形状については、塊粉混合鉱のブロッキングを考慮して定めることとする。

坑外鉱については、展開場所に堆積されたDesmonte、即ち、一種の貯鉱ヤードからの採取、受入れであるから、ショベルローダーのハンドリングサイクルに応じた容量の受入れホッパー及び受入れビンを地形(斜面)に合わせた配置とする。

(2) クラッシャー(坑内鉱)

a. 1次破碎機

坑内鉱はサブレベルストーピング法による採掘に伴ない、最大塊はブロックケーピング法よりも若干小さくなるが、塊鉱の数はやゝ多く、粒度分布はスムーズとなると予想される。量的には総量が3,500t/日に対して、190_{mm}目の斜格子のオーバーサイズは65t/h前後とみなされる。

最大塊は600_{mm}であるから、量的にはもっと多くても破碎比6を十分キープできる機種としてブレーキ型クラッシャーが適当である。Initial costの面からはsingle Toggle型の方が安い、10年間の耐用の面から通常のブレーキクラッシャーを選定する。

ブレーキクラッシャーのおもな仕様を次に示す。

投入口寸法	幅	1,050 _{mm}
	高さ	750 _{mm}
プーリー回転数		220 rpm
電動機		95kw×6P

b. 2次及び3次破碎

受入場の190 μ 斜格子アンダー及び1次破碎産物は、銩量が比較的少なく200t/hであり、銩質も粘度分がほとんどないので、汎用されているローヘッド型振動スクリーンで受ける。このスクリーンは耐磨耗にすぐれるゴム網とし、その網目のサイズ及び破碎機の機種、セットサイズは、破碎比、破碎産物の粒度分布及び磨銩工程の所要サイズを考慮して定める。

これまで強調してきた過磨銩の対策と粉砕の省エネルギーのために、磨銩フィードサイズは通常より小さ目の9 μ (80%)としたので、先づ3次破碎は閉回路のショートヘッド型コンクラッシャーと組合せた2段デッキの振動スクリーン(汎用ローヘッド型)とする。2次破碎については、銩量が比較的少ないのでセットサイズ40 μ のコースコンクラッシャーを開回路に組む。

2次破碎クラッシャー及び3次破碎クラッシャーのおもな仕様を次に示す。なお、磨銩は銩量が多いが、破碎比からみれば3次破碎に相当するため、ここでは、その仕様の記述を省略する。

2次 コンクラッシャー

型 式	: コース型
マントル直径	: 1,300 μ
受口寸法	: 200 μ
ブリー回転数	: 560 rpm
電 動 機	: 130kw \times 6 P
駆 動 方 式	: 電動機よりVベルト一段減速方式

3次 コンクラッシャー

型 式	: ショートヘッド型
マントル直径	: 2,100 μ
受口寸法	: 115 μ
ブリー回転数	: 435 rpm
電 動 機	: 300kW
駆 動 方 式	: 電動機よりVVベルト一段減速

(3) スクラバー

粗銩の銩石の徐泥及び粗砕、中砕によって発生する産物中の粒子を可及的速かに選別系統に分別、送銩する。これにより単体分離又はこれに近いcassiteriteを選別することなく採取することが可能となる。

タイプはトラニオン支持の Drum washer とし、lifter (リフター) 付きで滞留時間は洗粒を十分に行うため長目の1分間とする。

Drum size	2,400 ϕ × 5,400 ϕ L
Drum 回転数	20 rpm
電動機	110kw × 10P
伝動方式	電動機よりVベルト掛、歯車1段減速
給鉱方式	chute

このほか構造上の注意事項として

セルの支持方式はトラニオン支持とする。

給鉱口からパルプの漏洩のないようにする

ライナーの材質はSCMnH、ブレードも同じ

ライナーとセルの間にゴムライナーを入れる。

ドラムギャー及びピニオンギャーは表裏両面使用可能とする。

ドラムギャーの潤滑はオイルスプレー方式とする。オイルスプレーが故障したときの保護装置を設ける。

ドラニオンライナーの材質はPG35とし、ライナーとトラニオンの間にもゴムライナーを入れる。

注) このような構造上の注意事項は実地設計に際してすべての機器に対して、十分検討し、調査、施工に於いて確認する必要がある。

4) ミルビン

選鉱工場に極めて近い場所に坑外鉱として Desmonte があり、その鉱量も坑内鉱の2倍以上あり、鉱質も均質でミル内の鉱質変動は少ないと思われ、又、坑内鉱、坑外鉱ともに、Sn品位の絶対値そのものが低い。従って、両系統の各2段デツキ振動スクリーンを経てブレンドされるミル元鉱及び分級された各工程のテーブル元鉱は、磨鉱機及び各分級機の運転管理が注意深く実施されるならばミルビンにブレンド機能を期待したり、過大な貯鉱容量をもたせる必要はないと考えられる。さらに、テーブル選鉱方式そのものが、基本的に極めて物理的な原理にもとづく選鉱手段である。

したがって、ミルビンの容量については、ロッドミルのロッドの調整のための休転時間と、建設費の圧縮を考慮して、約1方分(2,800t)とする。

5) 磨 鉱 機

過磨鉱の防止を重視して Multi-grinding system とし、ロッドミル1段とボールミルを併用、粗粒の2つの領域に分けたプロセスを組むこととしている。

このうち、ロッドミルについては cassiterite の物性より、20 mesh (0.833 ϕ +

25%)を一応の磨鉱目標とする。破砕工程における試算粒度分布よりプライマリースライムへ分離する鉱量を除外すれば、ミル給鉱のP80は約11,000 μ となる。Work indexは15.5であるから、所要動力原単位は

$$\bar{W}_1 = 15.5 \left(\frac{1}{\sqrt{1,000}} - \frac{1}{\sqrt{9,000}} \right) \sqrt{100} = 3.27 \text{ (kw/t)}$$

次に、チューブミルについては、サンド系に対して $F_{80} = 2,000\mu$ 、 $P_{80} = 295\mu$ とし、

$$\bar{W}_2 = 15.5 \left(\frac{1}{\sqrt{295}} - \frac{1}{\sqrt{2,000}} \right) \sqrt{100} = 5.56 \text{ (kw/t)}$$

又、分級機オーバーフロー系に対しては、 $F_{80} = 208\mu$ 、 $P_{80} = 147\mu$ より、

$$\bar{W}_3 = 15.5 \left(\frac{1}{\sqrt{147}} - \frac{1}{\sqrt{208}} \right) \sqrt{100} = 2.04 \text{ (kw/t)}$$

モーター容量の算出に当っては、これらの原単位に各種の補正係数や、変動率、モーター効率を乗除することによって求める。

以上のうち、ロッドミルについては、1台当りの寸法が比較的大型の場合ボールミルに比較して過度のスライム化が考えられるので、なるべく直径を大型としないようにする。又ロッドミル本体の細長比(直径×長さの比)を大きくしない(1.4を上回らない)ようにして、over grindingを防ぐようにする。その場合、細長比の大きいミルと比較して、ミル室におけるロッドの動作が不安定となり、磨耗や折損を生じやすい。

このため、極端な場合2日に1回ほど定期的にロッドミルを休転させて、ロッドの入替、前後振替等を行う必要が予想される。これに伴って、磨鉱工程のトータル鉱量が大きく変動することは好ましくないため、ロッドミルを複数台設置して交替休転により変動中の差をはかることとする。なお、ロッドミルの構造は上記ロッドの調整作業に便なるよう open-end type のミルとする。

ロッドミル、ボールミルのおもな仕様をまとめて次に示す。

ロッドミル

型 式 : 湿式オーバーフロー型
 台 数 : 4台
 ドラムサイズ : 3,000mm ϕ × 4,200mmL
 ドラム回転数 : 16 rpm
 電 動 機 : 520kw × 8 P
 伝 導 方 式 : 電動機直結, 減速機1段, 歯車1段減速

ボールミル(粗粒系)

型 式 : 湿式オーバーフロー型
 台 数 : 4台

ドラムサイズ : 3,600mmφ × 6,000mmL,

ドラム回転数 : 16 rpm

電動機 : 1,100kw × 6P

伝導方式 : 同上

ボールミル(細粒系)

型式 : 浸式オーバーフロー型

台数 : 2台

ドラムサイズ : 3,000mmφ × 5,400mmL,

ドラム回転数 : 18 rpm

電動機 : 600kw × 6P

伝導方式 : 同上

6) 弧状スクリーン (Shieve bend)

比重選鉱において最も重要な sizing 設備には、設置面積が少なく、大量処理が可能であり、その篩分けサイズ(65 mesh (208μ))に適する機種が必要である。

これに対して回転又は水力等の原理を用いない固定型のWedge bar typeの弧状スクリーンは最も簡便であり、barの目詰り、牽耗に対して保全対策を施して性能の変動を少なくすることが可能である。なお、換装及び配置上2段式とすることも可能である。

各工程の共通仕様は次のとおり

大きさ 2,675mmL × 780mmW × 1,550mmH

網目 0.40mm

台数 3台(12基, 4基, 6基各1台)

7) 水圧、分級機

比重選鉱における水圧分級機の果寸役割は貴重である。それは、錳石の細粒及び微粒域の分級、とくに各粒子に附着、随伴する微粒子やスライムを圧力水(一定head)の流れのなかで除去しつつ行なわれる。これにより、+200μから-74μまでのsizingを1ユニットごとに効果的にカバーすることができるので、Cassiteriteの実収率を向上させるためには不可欠の機器である。

Typeとしては、constriction plate classifierの10 cell/unitを選定する。

8) テーブル

各系統より分級、整粒された鉱液中より、効果的にcassiteriteを選別採取するため、鉱粒子の大きさごとに3種類のテーブルを選定する。

おもな仕様を次に示す。

i) Deister Plat - O Table

寸 法 4,390 mm × 2,180 mm

設置モーター 7.5kw

ii) Deister Super - Duty No 6 Table

寸 法 4,650 mm × 2,360 mm

設置モーター 1.5kw

iii) #3 James Table

寸 法 4,654 mm × 1,835 mm

設置モーター 1.5kw

運転基準として Table II-2-11 に示す。

Table II-2-11 Standard of Operation of Table

Class of table	Processing quantity t/h	Number of stroke veu/min	Length of stroke mm	Note
Plat - O	0.6 ~ 0.85	240 ~ 250	27 ~ 25	coase grain 115
S. Duty	0.3 ~ 0.5	270 ~ 290	20 ~ 18	fine grain 404
James	0.1 ~ 0.3	290 ~ 310	18 ~ 12	very fine grain 569
Total				1,088

(9) 浮選機

精鉱品上昇のため脱炭浮選を行う。工程は粗選、精選の2段階に分ける。比選精鉱を精選とするので、大半は粗粒、細粒の範囲の鉱液を処理することとなる。このため、粗選には Agitair 浮選機、精選には FW 浮選機（いずれも耐炭ゴムライニング構造）を選定する。おもな仕様を次に示す。

i) Agitair 浮選機

型 式 #48 アジテア

台 数 8区 × 1台

槽 材 質 SS41 + ゴムライニング

寸 法 1,210 mm W × 1,210 mm L × 762 mm H (1区当り)

有効容積 1.1 m³/区

インペラ周速 366 m/min

主軸用モーター 15kw × 6P × 4台 (2区1駆動)

1) Fw 浮選機

型 式	FW #24型 Back gate, single flow type	
台 数	6区×1台	
材 質	SS41+ゴムライニング	
寸 法	1,100mmW×1,100mmL×1,030mmH (1区当り)	
有効容積	1.4 m ³ /区	
インペラ周速	597 m/min	
主給用モーター	11kw×6P×3台(2区1駆動)	

2) 磁選機

各テーブルより選別された錫粗精鉱に混在する錫石以外の鉱物の除去において、除鉄はもう一つの有効な手段である。この鉄分はFe 7~8%のMagnetiteを主成分とするため、強力な磁選機を用いると錫石の損失を伴うこととなる。従って、弱磁性の永久磁石の方式を選定する。おもな仕様を次に示す。

機 種	エリーズ永久磁石式 湿式ドラム型磁選機	
型 式	30"φ×18" W(High Gradient)	
大 き さ	14,788 W×1,422 L×1,500 H	
ド ラ ム	寸 法	30"φ(762mm)×18" (457mm)
	磁場強度	750Gause Equip
	回 転 数	25 rpm
モ ー タ ー	Gear motor 1.5kw×4P×2台	

2-3-5 選鉱工場の位置の選定

1) 位 置

選鉱工場の建設地点としてはSiglo XXの西麓、Cerro Pichakani 及び、Cerro Konkomoní の東側斜面を選定した。

敷地の高さは次のとおり

選 鉱 工 場	ベンチレベル	海拔	3,863 m ~ 3,943 m
用 水 タ ン ク		"	3,950 m ~ 3,955 m
尾 浮 シ ッ ク ナ ー (φ96m)	地 盤 :	"	3,870 m
	天 盤 :	"	3,872 m
	技 出 :	"	3,860 m

(2) 地形・地質

Cerro Pichakani 及び Cerro Konkomoní はその頂上の海拔が 4,100m 程度であり、選鉱工場位置の斜面勾配は 3 ~ 4 割程度である。両山の頂上の間は、ごく小規模の谷間が形成されているが、年間平均降雨量が 540mm 程度であること、集水面積が微小であることから、流入水については、殆んど無視して差しつかえない。

この斜面下部及び中部の地質は、いわゆる Uncia 層で、緑灰色の砂岩、粘板岩の互層よりなり、走向は斜面に略直角方向である。上部は Llallagua 層の淡灰白砂岩及び珪岩が存在する。選鉱工場の建家及び筏核基礎の殆んどは Uncia 層上に建造され、地耐力は 80t/m² 以上期待できる。受入設備は Siglo XX 選鉱工場の東側、現受入設備付近に構築される。これは、かつて谷部で Uncia 層の上位に堆積された玉石、砂鉄層よりなる地質と推定されるが、地耐力としては 60t/m² 以上期待できる。斜面の地被植物は数cmの多年草がわずかに生えている程度で、一見裸地のようなものである。斜面中腹には、かつて使用したインクライン路と堆積された Siglo XX 選鉱廃滓とが存在するが、選鉱工場敷地造成上は特に問題とはならない。又、計画地には現地住民の住居が数戸あり、若干の耕作地もみられるが、これは容易に移転可能なものである。

最下段の敷地にはショックナー類、精鉱ヤードに加えて、受入破碎設備が配置されるが、坑内鉱受入のため現軌道の一部を移設する。

以上により、この地に選鉱工場を建設するに当っては、地形、地質その他から特別問題となる点は見受けられない。

2-3-6 選鉱設備仕様のリスト (Table II-2-12 参照)

2-3-7 選鉱設備の概略配置

鉱車によって坑内から搬出される坑内鉱の受入れ設備、一次、二次破碎設備及び Desmonte から搬出される坑外鉱受入れ設備は選鉱工場最下段のレベルに設けた。

選鉱は all slime 方式であるので、選鉱工程のストラーター輸送をできるだけ自然落差を利用するため、選鉱工場は Cerro Pichakani の東斜面に設け選鉱フローは斜面の上段から下段に向う設備とした。

一次、二次破碎工程を経た坑内鉱はベルトコンベアーによって選鉱工場上段に設ける三次破碎設備に運搬する。同様に受入工程を経た坑外鉱はベルトコンベアーによって選鉱工場上段に設ける破碎設備に運搬する。

選鉱工場は上段から下段に向い坑外鉱の破碎設備、坑内鉱の水洗と三次破碎設備、ミルビク設備、磨鉱設備、分級設備、テーブル設備、及び精鉱脱水設備を設けた。

テーブル設備によって分離された廃滓は選鉱工場最下段に設けるサイクロン設備、ショックナー

Table H-2-12 List of Concentration Equipment

(1)

Process	Usage	Q'ty	Specification or detail	Cap.
Mined ore crushing process	Hopper	2	with 50 ^t inclined grizzly and 25 ^t concrete	
	Ore bin	3	100 ^t x 1 300 ^t x 2 colgate	
	Apron feeder	5	900 ^{mm} x 8 ^m , 2-6 m/min 8" auto weight type	
	Belt conveyor	6	1,000 ^{mm} x 5 ^m ~ 445 ^m less than 15" of inclined angle 87.5 Kw	
	Belt conveyor	11	750 ^{mm} x 8 ^m ~ 40 ^m less than 15" of inclined angle 68.6 Kw	
	Vibrating screen	1	6' x 16' x 22 Kw simple floor type 40 mm	200 t/h
	Vibrating screen	2	10' x 24' x 90 Kw	340 t/h
	Break crusher	1	25' x 36' x 95 Kw Set 100 mm	65 t/h
	Coarse cone crusher	1	9' x 45' x 130 Kw Mouth 200 mm Set 30 mm	140 t/h
	Short head cone crusher	1	7', 300 Kw Mouth 115 mm Set 13 mm	170 t/h
	Constant feed wear	1	170 t/h momentary control system	
	Drum washer	1	8' x 18' x 110 Kw 20 rpm transmission hold type	340 t/h
Demolite Crushing	Hopper	4	50 ^t with grizzly x 1 50 ^t x 3 made by concrete	
	Apron feeder	4	90 ^{mm} x 8 ^m , speed 2 ~ 6 m/min auto weight type	
	Belt conveyer	7	600 ^{mm} x 10 ~ 30 ^m less than 15" 28.7 Kw	
	Belt conveyor	6	750 ^{mm} x 13 ~ 16 ^m less than 15" 39 Kw	
	Belt conveyor	7	1,000 ^{mm} x 10 ~ 405 ^m less than 15" 127.5 Kw	
	Vibrating screen	6	10' x 24' 270 Kw	510 t/h
	Short head cone crusher	3	7', 900 Kw mouth 115 mm set 13 mm	510 t/h
Concr man	Crane	2	20 ^t , span 14 m total electric power 37.8 Kw	
Milling	Mill bin	8	500 ^t made of concrete	
	Belt feeder	16	1,000 ^{mm} x 7 ^m Speed 2 ~ 6 m/min 120 Kw	
	Belt feeder	4	600 ^{mm} x 15 ^m Less than 15" of inclined angle 22 Kw	
	Belt feeder	1	1,000 ^{mm} x 66 ^m horizontal, 21.5 Kw	
	Constant feed wear	4	100 t/h momentary control system	
	Roll mill	4	10' x 14', 2,050 Kw	337 t/h
	Dol classifier	5	1.5 ^m x 9 ^m 37.5 Kw	
	Bend sieve	22	Wedge wire type mesh 0.4 mm	
	Cyclone	28	9' φ	
	Ball mill	4	12' x 20' 4,400 Kw	450 t/h
	Ball mill	2	10' x 18' 1,200 Kw	150 t/h
Slurry pump	5	0.13 m ³ /min		
Crane	2	30 t/5 ^t x span 19 m, 20 t/5 ^t x span 19 m 141.9 Kw		
Kougher table	Raked classifier	4	4.8 ^m x 10.8 ^m 60 Km	
	Hydraulic classifier	10	10 room type	
	Table	529	Flat-0 97, S-Duty 195 James 235 793.5 Kw	
	Cyclone	128	9' φ x 44, 6' φ x 84	
	Slurry pump	25	0.21 m ³ /min ~ 22.2 m ³ /min 855.4 Kw	

Process	Usage	Qty	Specification or detail	Cap.
Meddling processing	Ball mill	2	10' x 16' 1,040 Kw	110 t/h
	Cyclone	42	9"φ x 17, 6"φ x 25	
	Thickener	1	30 ^m φ x 3m 1.5 Kw	
	Table	100	S-Duty 49, James 51 150 Kw	
	Slurry pump	12	0.07 m ³ /min ~ 4.5 m ³ /min 236 Kw	
Primary slime	Cyclone	15	9"φ x 9, 6"φ x 6	
	Table	66	Plat-0 18, S-Duty 13, James 35 99 Kw	
	Slurry pump	5	0.13 m ³ /min ~ 6 m ³ /min 88 Kw	
Slime processing	Thickener	1	55 ^m φ x 4 ^m 7.4 Kw	
	Cyclone	84	6"φ	
	Table	341	S-Duty 101, James 249 511.5 Kw	
	Slurry pump	8	1.1 m ³ /min ~ 9.5 m ³ /min 410.7 Kw	
Denaturing flowline	Table	31	S-Duty 46.5 Kw	15 t/h
	Cone tank	2	9.5 mφ	
	Cyclone	1	6"φ	
	Ball mill	1	3' x 10' x 30 Kw	
	Thickener	1	20 mφ x 3 m x 2.2 Kw	
	Flotator	14	No. 48 agitator 8 cell, No. 24 FW 6 cell 93 Kw	
	Reagent equipment	1	Sulfuric acid tank, pump etc. 4.25 Kw	
	Slurry pump	8	0.3 ~ 2.2 m ³ /min 54.8 Kw	
Magnetic separation for iron	Magnetic separator	1	Drum type (wet) 762 ^{mm} φ x 457 ^{mm} 1.5 Kw	
	Cyclone	4	6" φ x 3" φ x 1	
	Cone tank	2	4 ^m φ, 6 ^m φ	
	Table	21	S-Duty 15, James 6, 31.5 Kw	
	Slurry pump	8	0.16 m ³ /min ~ 0.6 m ³ /m 23.3Kw	
	Crane	15	1.5 ^T Hand worked	
Concrete processing	Belt conveyor	2	600 ^{mm} x 15 ^m Incline less than 15° 4.4 Kw	
	Conveyor scale	2	1.3 t/h	
	Hickener	2	8 ^m φ x 3 ^m x 1.5 ^{kw} , 2 ^m φ x 3 ^m x 1.5 ^{kw}	
	Drag classifier	2	500 ^{mm} x 5 ^m x 3 ^{kw}	
	Cone tank	2	5 ^m φ, 5.5 ^m φ	
	Slurry pump	3	0.1 m ³ /min ~ 0.65 m ³ /min 25.5 Kw	
Water recirculating and tailing processing	Hickener	1	96 mφ x 11.1 kw	
	Cyclone	9	36 mφ	
	Slurry pump	12	11.7 m ³ /min ~ 15.3 m ³ /min 3,218.5 kw	
Other equipment	Incline	1	Winch 75 Kw	
	Wrecker	2	100 ^T	
	Bending roller	2		

(3)

Process	Usage	Q'ty	Specification or detail	Cap.
	Electric welding machine	20		
Water	Pump	3	5 m ³ /min x 270 ^m 1,110 Kw	
	Pump	2	4.5 m ³ /min x 340 ^m 840 Kw	

一設備によってスラリーを濃縮し分離した水は選鉱用水として回収し、濃縮スラリーは橋によってダムに流送する。

選鉱用水に利用する新水と選鉱工程で回収される復水は選鉱工場上段に設ける新水タンクと復水タンクに集水する。

資材及び機器の搬入は選鉱工場建家側に設置するインクラインを利用する。

メンテナンスは選鉱工場内に設けた天井クレーンによって容易にする。

2-3-8 精鉱処理の概要

精鉱の粒度は、Victoria 選鉱工場においては-200 Mesh 50%程度であり、各テーブルからの精鉱パルプをドラッグベルトに集め、その掻上げサンドをドライヤーで乾燥し、PP袋に詰めている。

新選鉱工場においては、粒度分布が後粒サイドにソフトレー-200 Mesh 65%前後となると予想されるので、一旦シックナーで濃縮後にドラッグベルトで分級し、ヤード貯鉱において自然乾燥させる。粗鉱量1万t/日においても精鉱量は、高品位、低品位両者を合せても25m³/日程度であるから、蒸発率の高い高地のため、自然乾燥し、少しでもコストを低減することとする。(Fig. I-2-18 参照)

2-3-9 廃滓処理の概要

新選鉱工場における廃滓量は400 dryt/hr以上、水量5,000m³/hr以上であり、この水を最大限に回収すると同時に、廃滓の堆積と方法と場所について、保安上の問題も含めて検討しなければならない。廃滓の粒度が現選鉱工場のものよりも後粒サイドにソフトすることは、精鉱の場合と同様であるが、量的に膨大な量のため、この廃滓を浸水してハンドリングするとか、いわゆる放流しっ放なしという訳にはいかない。

本計画では、粗粒の一部をサイクロンで分級した後、オーバーフローをシックナーによって濃縮し、流量を減少させた後に廃滓ダムまで自然流送する。従って、選鉱工場の最下段レベルに設けるシックナーのオーバーフローと、廃滓ダムの上澄水の両者を回収し再使用する案とした。(Table I-2-19 参照)

これは、大型のシックナーにおいてフィード濃度が数%程度と低い場合、かつ、ポーフィリ-ケッパープラントと同等の粗粒を含む場合、スピゴットの濃度を上げて濃縮比を高くとるとはトラブルを招くおそれがあるからである。シックナーにおけるトラブルとは、スピゴットの排出が不安定となり、ひいてはシックナーの集泥機構を損傷することを意味する。シックナーは元来、スピゴットの排出が量、濃度とも変動する上、フィードパルプの沈降速度が早過ぎる場合、いわゆる棚吊り現象を生じやすいので注意しなければならない。

なお、廃滓ダムの計画については章をあらためて後述する。

2-3-10 電気設備工事の概要

(1) 受電所計画

新選鉱工場の需要電力は、動力設備21,000瓩、照明設備600瓩と見込まれる。従って、将来の増改を考慮して設備容量25,000瓩に対応する受変電設備とする。その電源供給については第4章で述べる。

受電所は新選鉱工場に隣接し、大容量の負荷設備を有する破砕、磨鉱段に近い位置とする。

変圧器バンク : 主変圧器は15,000瓩、10,000瓩各1式に分割する。破砕磨鉱係は15,000瓩に負荷し、その他は廃滓ダムのポンプ設備を含めて10,000瓩に負荷する。

受電所の構造 : 屋外閉鎖型、三相三線式、66瓩1回線受電方式とし、主要変圧器は油入自冷式、屋外設置、その2次側は屋外ノタルクラッド形饋電盤へブスタクトで接続する。

保護装置 : 変圧器設備と同様に、一般的な過電流、地絡、機器内部故障等に対する保護装置一式を設備する。

(2) 配電計画

負荷別の電圧区分 :	100kwを越える電動機	3,000V
	100kw以下	400V
	照明、電熱及び制御回路	200V又は100V
	計装	100V

選鉱工場内電気室 : 鉱石受入場、破砕・磨鉱段、テーブル段(集約)の3カ所に分ける。室内に受電盤、高圧電動機盤、配電用変圧器、モーターコントロールセンター、低圧盤等を設ける。

配電方法 : 受電所から各電気室まではケーブルを地下ピットに収めて3回配電する。各負荷への接続は場内ラックを経て、原則としてコンジットパイプにケーブルを収める方式とする。なお、廃滓ダム地点の負荷へは架空配電(亘長4km)する。

(3) 計装計画

選鉱工場においては、一般の装置工業と異なり、天然の鉱物をそのまま扱うため鉱質の変動が工程内に持込まれる要素が多い。この変動は磨鉱以下の工程においてはできるだけ調整されなければならない。その理由は、テーブル及び浮選機等への給鉱量や鉱質が大きく変動すると、これらの選鉱機の容量の過不足が生じたり、性能が発揮できなくなり、又各系統への

鉱量分布が乱れて操業が不安定となるからである。しかし、破碎工程においては、破碎機の性能が十分保全されていて、コンベヤー等の脱鉱がなければ、鉱量、鉱質の変動は余り問題ではない。

磨鉱工程の操業管理のためロッドミルへの給鉱量は必ず所定量に保たれなければならない。鉱質の変動があればボールミルの閉回路及び各種分級装置での分布変動としてあらわれる。これに対して高級な制御方式を採用することはこの選鉱工場では避け、最少限の計装及び監視システムでカバーすることとする。

計装の内容としては

ⅰ) 磨鉱ミル内濃度をできるだけ一定に保つよう用水タンクからの給水量割定

ⅱ) 要部の鉱液濃度の割定

ⅲ) 分級の安定のため、最少限サイクロンフィードポンプタンクのレベル割定

なお、用水系統の新水、復水の量の監視、用水タンクの定圧化を行い、工程ごとの鉱液ハンドリングの異常、漏液等のトラブルを防止するよう要部の計装、監視を併用する。監視のためにはズーム可能のリモコン付 I.T.V を要所に配置することとする。

2-3-11 土木、建築工事の概要

① 敷地の造成

主要選鉱設備は Uncia 層の粘板岩・砂岩の互層上に、また受入設備は固く結った玉石・砂岩層上にそれぞれ築造される。これらの設備を配置するための敷地は斜面をベンチカットして造成する。

ベンチは上部から

用水タンク用	1 段
破碎磨鉱	8 段
テーブル	15 段
精鉱・受入破碎(最下部)	1 段

となるが、形状は高さ 1.5 m ~ 7 m、幅 1.5 ~ 2.1 m、長さは 140 m 程度である。ベンチカットは、発破工法と重機施工との組合わせにより行う。ベンチカットにより生ずる起砕岩石は、変電所建設用地盛上及び工事用道路盛上として使用する。

最下段は、上層は玉石・砂岩層、下層は Uncia 層と構成されるが、玉石・砂岩層は重機施工、Uncia 層は発破工法と重機施工の併用により造成する。

96 m 焼洋シクナーは Desmonte 堆積場内に築造されるが、着工前にブルドーザーにて Desmonte を押上堆積し、用地を確保する。

ベンチカット部は粘板岩主体の岩盤層で、選鉱工場内は用水の使用頻度が高いため、岩盤の

劣化剥離が早いと思われる。冬季の凍結により一層の岩盤の剥離が早まると予想されるので、掘削岩盤面は全てコンクリートで被覆する。すなわち、立上り部はコンクリート擁壁、水平部は床コンクリートとする。

(2) 工事用道路

工事用道路は斜面の南西側、すなわち現在の採鉱機械修理工場上部より取付ける。この道路を各ベンチレベルまで延長し、工事用資材の運搬、特にコンクリート運搬並びに建家エレクションに使用する。道路仕様は次の通り。

砂利道	
幅員	7 m
勾配	max 10%
延長	3,000 m

(3) 選鉱工場建家仕様

建家使用は次の通り。

- ① 破碎、磨鉱 80 m × 122 m 高さ max. 22 m
鉄骨組、屋根波形亜鉛引鉄板葺
外壁波形亜鉛引鉄板張
- ② テーブル、精鉱 125 m × 245 m 高さ 10 m
鉄骨組、屋根波形亜鉛引鉄板葺、外壁波形亜鉛引鉄板張
- ③ 破碎摩鉱電気室 12 m × 35 m 高さ 4 m
コンクリート造り
- ④ テーブル電気室 13 m × 75 m 高さ 10 m
鉄骨造り、屋根波形亜鉛引鉄板葺、外壁波形亜鉛引鉄板張

(4) 選鉱設備土木工事の範囲

各工程毎に主要構造物ないしは基礎を列記すれば次のようである。

- ① 受入破碎工程
破碎室、破碎室上家、クラッシャー基礎、受入ピン、中間ピン。
- ② 磨鉱工程
ミル基礎・ミルピン
- ③ プライマリースライム処理工程
テーブル基礎、サイクロン基礎
- ④ 粗選テーブル工程
テーブル基礎、サイクロン基礎

⑤ 片刃処理工程

φ 30 m シックナー, ミル基礎

⑥ スライム処理過程

φ 55 m シックナー

⑦ 脱鉄浮選工程

φ 20 m シックナー, コーンタンク基礎, 浮選機基礎

⑧ 脱鉄微選工程

コーンタンク基礎

⑨ 精鉱処理工程

φ 20 m, φ 8 m シックナー基礎, コーンタンク基礎

⑩ 用水回収, 廃滓処理工程

φ 96 m シックナー

5) 用水タンク

用水タンク仕様は次の通り

首水タンク 鉄筋コンクリート造 2,000 m^2 1 槽 うち 300 m^2 は高架槽

復水タンク 鉄筋コンクリート造 5,000 m^2 1 槽

6) 変電所土木工事

変電所は新選鉱工場の北側に配置される。丁度, Desmonte が堆積されている箇所に当るので, 事前に移動堆積の必要がある。地山は谷部なので, ベンチカットによる発生材により屋立盛土して敷地を造成する。

また, 敷地周囲にはネットフェンスを設置する。

ネットフェンス仕様 高さ 2.0 m 延長 200 m

その他土木工事としては建家基礎・床コンクリートを見込む。

7) 工事用材料

輸入材料は, 建家鋼材, 屋根材, 外壁材, 鉄筋及びボルト類のほか溶接棒等消耗副資材とする。それ以外の材料(セメント, 骨材, 塗料, レンガ, その他)は現地調達するものとする。

建家用鋼材は, 発注先で工場製作及び防錆塗装の上, 現地持込みとし, 現地で組立・建方を行うものとする。

屋根材・外壁材及び鉄筋は素材のまま持込み, 現地で加工組立てを行うものとする。

8) 施工方法

① 土木工事

岩掘削の場合は発破工法と重機土工との組合せにより行い, それ以外は重機単独施工と

する。ただし、岩掘削の仕上げはコールピックによる人力施工とする。建設機械、発破材料は現地での調達が可能なものとする。

② コンクリート工事

0.75 m³パッチャプラント1セット、80 m³/hコンクリートポンプ車1台、6 m³トラックミキサー3台を輸入する。しかし、コンクリート工事用小型機械は現地調達が可能なものとする。

③ 建家工事

35 tトラッククレーン1台を輸入するが、補助的なトラッククレーンは現地調達が可能なものとする。

以上、全工事はCOMIBOLの技師の施工管理の下に現地作業員により遂行されるのを原則とするが、スーパーバイザーを土木工事に1名、建築工事に1名をそれぞれあてるものとする。

なお、輸入建設機械はそれぞれ工事費に含ませてある。

(9) 主要な工事数量及び使用材料

敷地造成

送気工場内	岩掘削	65,000 m ³
	盛土	10,300 m ³
	捨土	54,700 m ³ (変電所敷地・工事道路に使用)
廃洋ソクナー用地	廃石移動	150,000 m ³
工事用道路	岩掘削	26,000 m ³
コンクリート工事	コンクリート	37,000 m ³
	セメント	12,500 m ³
	砂	16,700 m ³
	砂利	33,300 m ³
	鉄筋	2,700 t
	鉄材	4,500 t
建家工事	屋根・外壁材	57,500 m ² (225 t)

2-3-12 建設費の概算 (Table 1-2-13, 14参照)

(a) 見積算定条件

- i) 現在価格とし、エスカレーション見込まず。
- ii) 単体品は専門メーカーの見積価格による。
- iii) 製缶物は素材の板取り、開先まで日本国内で行い、現地へ運搬、加工、組立。

		Scale				Note
		10,000 t/D	9,000 t/D	8,000 t/D		
① Concentration Equipment	Machinery Construction	1,000\$ 49,440	1,000\$ 46,412	1,000\$ 43,345	The transmission of electricity in this is shown again in 4-2-4	
	Electric Construction	9,568	8,982	8,369		
	Civil Engineering Work	19,249	17,816	16,347		
	Subtotal	78,257	73,210	67,961		
② Dam, Water Service Equipment	Mechanical Construction	2,657	2,495	2,324	Total cost of ② is shown again 4-1-5	
	Electric Construction	721	678	632		
	Civil Engineering Work	155	146	135		
	Subtotal	3,533	3,319	3,091		
③ Supervisor Reserve Engineering Fee Other Expense	Supervisor	3,427	3,427	3,427	6% x (① + ②) 5% x (① + ②) 10% x (① + ② + ③)	
	Reserve	4,908	4,592	4,262		
	Engineering Fee	4,088	3,827	3,554		
	Other Expense	8,519	7,996	7,446		
	Subtotal	20,942	19,842	18,689		
TOTAL		102,732	96,371	89,741		

Table II-2-14 Classified Expenditure by Uses in the Case of 10,000 t/day

	F.O.B.	Marine transp. cost	Inland charge	Site construction cost	Spare parts	Total	Note
① Concentration Equipment	Machinery Construction	34,523	1,000\$ 6,300	1,000\$ 763	1,000\$ 1,442	1,000\$ 49,440	
	Electric Construction	6,464	1,031	768	279	9,569	
	Civil Engineering Work	5,250	1,590	1,306	0	19,348	
	Subtotal	46,037	9,233	8,633	1,721	78,257	
② Dam, Water Service Equipment	Machinery Construction	1,580	506	432	0	2,657	
	Electric Construction	389	160	132	0	723	
	Civil Engineering Work	53	14	12	0	155	
	Subtotal	2,022	680	576	257	3,533	
③ Supervisor and other expenses		13,084	-	7,858	-	20,942	
TOTAL		61,143	9,913	20,748	1,721	102,734	

iv) 海上運賃は19244\$ (50,000円/m³ or ton)に

保険 { 19244\$ (50,000円/m³ or ton) + FOB 価額 } × 0.7775% を加算

v) 内陸輸送代は129\$ (33,540円/m³ or ton)に輸入税, 諸係として

(FOB 価額 + 海上運賃) × 5% を加算

2-3-13 工事工程

工事工程は Fig. 1-2-22 の通りである。

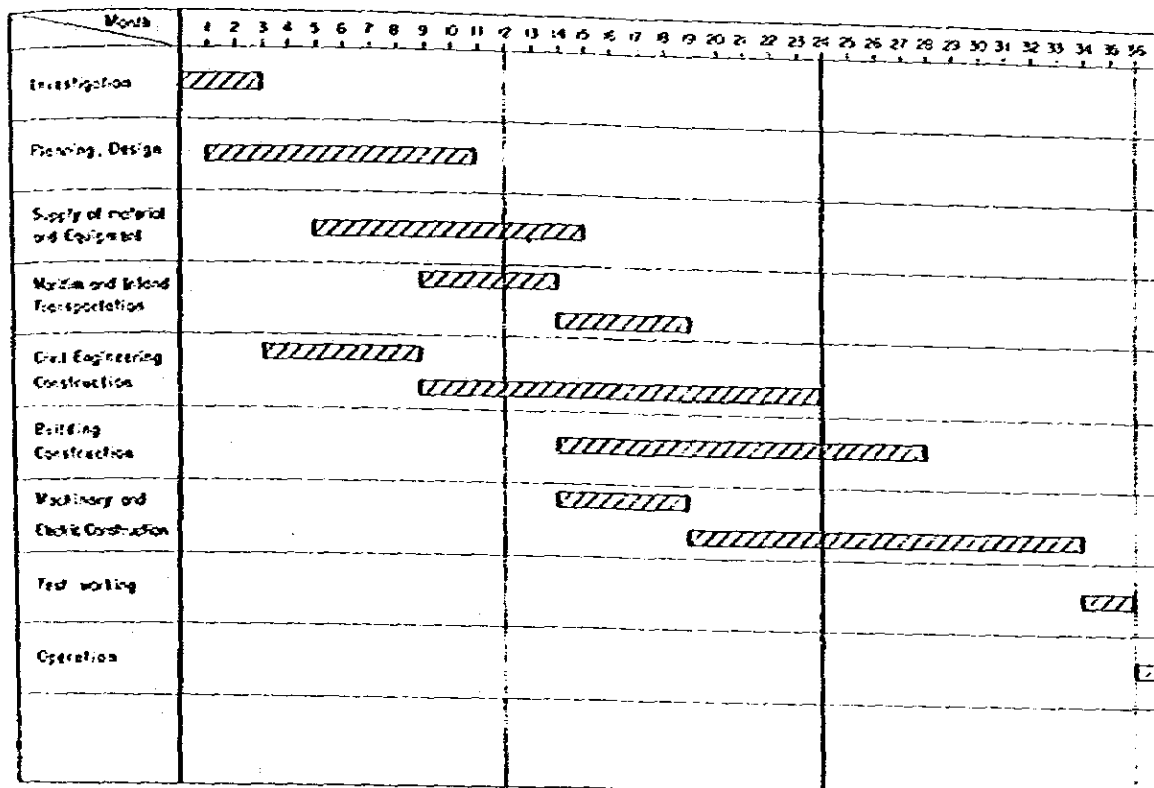


Fig. 1-2-22 Progress Schedule of Concentration Equipment

2-4 生産計画

本計画における生産量及び選鉱成績を各ケースについて以下に示す。

2-4-1 生産量及び選鉱成績

Table II-2-15 Production and Metallurgic Balance (1 ~ 7 years 10,000 T/D x 25 days = 250,000 T)

Class of Mineral		Quantity (T/M)	Grade (%)			Metal content (T/M)			Weight proportion	Recovery		
			Sn	Fe	S	Sn	Fe	S		Sn	Fe	S
Crude ore	Mined ore	87,500	0.41	2.46	0.96	361.25	2,152.5	840.0	35.0	45.2	39.8	63.3
	Desmante	162,500	0.27	2.00	0.30	438.75	3,250.0	487.5	65.0	54.8	60.2	36.7
	Total	250,000	0.32	2.16	0.53	800.00	5,402.5	1,327.5	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrate	High grade ore	880	50.0	6.00	1.00	440.0	52.8	8.8	0.35	55.0	1.0	0.6
	Low grade ore	975	4.1	9.40	0.50	40.0	91.6	4.9	0.39	5.0	1.7	0.4
	Total	1,855	25.9	7.78	0.74	480.0	144.4	13.7	0.74	60.0	2.7	1.0
Tailing	Sulphide concentrate	1,500	0.28	45.0	49.0	4.2	675.0	735.0	0.60	0.5	12.5	55.4
	Tailing	246,645	0.13	1.86	0.23	315.8	4,583.0	578.8	98.66	39.5	84.8	43.6
	Total	248,145	0.13	2.12	0.53	320.0	5,258.0	1,313.8	99.26	40.0	97.3	99.0

Table II-2-16 Production and Metallurgic Balance (8 ~ 10 years 10,000 T/D x 25 days = 250,000 T)

Class of Mineral		Quantity (T/M)	Grade (%)			Metal content (T/M)			Weight proportion	Recovery		
			Sn	Fe	S	Sn	Fe	S		Sn	Fe	S
Crude ore	Mined Ore	50,000	0.22	2.46	0.96	110.00	1,230.0	480.0	20.0	16.9	23.5	44.4
	Desmante	200,000	0.27	2.00	0.30	540.00	4,000.0	600.0	80.0	83.1	76.5	55.6
	Total	250,000	0.26	2.09	0.43	650.00	5,230.0	1,080.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrate	High grade ore	693	45.0	7.28	1.02	312.00	50.4	7.0	0.28	48.0	1.0	0.6
	Low grade ore	1,167.0	4.4	7.72	0.35	51.35	90.1	4.1	0.46	7.9	1.7	0.4
	Total	1,860	19.4	7.56	0.60	363.35	140.5	11.1	0.74	55.9	2.7	1.0
Tailing	Sulphide concentrate	1,500	0.23	43.58	39.93	3.45	653.7	598.9	0.60	0.5	12.5	55.5
	Tailing	246,640	0.11	1.80	0.19	283.20	4,435.8	469.9	98.66	43.6	84.8	43.5
	Total	248,140	0.12	2.05	0.44	286.65	5,089.5	1,068.8	99.26	44.1	97.3	99.0

Table II-2-17 Production and Metallurgic Balance (9,000T/D x 25 days = 225,000 T/M)

Class of Mineral		Quantity (T/M)	Grade (%)			Metal content (T/M)			Weight proportion	Recovery		
			Sn	Fe	S	Sn	Fe	S		Sn	Fe	S
Crude ore	Mined ore	62,500	0.41	2.46	0.96	256.25	1,537.5	600.0	27.8	36.9	32.1	55.2
	Desmonte	162,500	0.27	2.00	0.30	438.75	3,250.0	487.5	72.2	63.1	67.9	44.8
	Total	225,000	0.31	2.13	0.48	695.00	4,787.5	1,087.5	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrate	High grade ore	764.5	50.0	6.00	1.00	382.25	45.87	7.7	0.34	55.0	1.0	0.7
	Low grade ore	847.5	4.1	9.40	0.50	34.75	79.69	4.2	0.38	5.0	1.6	0.4
	Total	1,612.0	25.9	7.79	0.74	417.00	125.54	11.9	0.72	60.0	2.6	1.1
Tailing		223,388	0.12	2.01	0.48	278.0	4,662.0	1,075.6	99.28	40.0	97.4	98.9

Table II-2-18 Production and Metallurgic Balance (8,000 T/D x 25 days = 200,000 T/M)

Class of Mineral		Quantity (T/M)	Grade (%)			Metal content (T/M)			Weight proportion	Recovery		
			Sn	Fe	S	Sn	Fe	S		Sn	Fe	S
Crude ore	Mined ore	62,500	0.41	2.46	0.96	256.25	1,537.5	600.0	31.25	40.8	35.9	59.3
	Desmonte	137,500	0.27	2.00	0.30	371.25	2,750.0	412.5	68.75	59.2	64.1	40.7
	Total	200,000	0.31	2.14	0.50	627.50	4,287.5	1,012.5	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrate	High grade ore	690	50.0	6.0	1.0	345.1	41.4	6.9	0.35	55.0	0.9	0.7
	Low grade ore	765	4.1	9.4	0.5	31.4	71.9	3.8	0.38	5.0	1.7	0.4
	Total	1,455	25.9	7.8	0.7	376.5	113.3	10.7	0.73	60.0	2.6	1.1
Tailing		198,545	0.12	2.10	0.5	251.0	4,174.2	1,001.8	99.27	40.0	97.4	98.9

新選鉱工場の計画基準に従って、Table II-2-15は、1～7年目まで10,000 t/D規模のケース、Table II-2-16は、坑内鉱のSn品位低下のため坑外鉱を増処理した場合の10,000 t/D規模を継続するケースを示したものである。

Table II-2-17, 18は10年間を通じてSn品位を不変とするよう9,000 t/D及び8,000 t/Dの規模としたケースを示したものである。

これらのTableにより、10年間を通算して累計錫量は次のようになる。

Table II-2-19 Quantity of Tin Treat During 10 Years

	10,000 t/D case	9,000 t/D case	8,000 t/D case
A Sn in Crude ore	7,550 t	6,950 t	6,275 t
B Sn in Concentrate	4,449	4,170	3,765
B/A	58.93 %	60.0 %	60.0 %

このケーススタディについては収支の経済評価の項で述べる。

2-1-2 組織、人員

本計画における人員を一定の技術水準にあるものとして配置するとFig II-2-23の通りである。

2-1-3 操業費概算

操業費は要素別に算定する。データについては現地調査結果及び日本における各選鉱工場のうちから代表的なものを参照した。

① 人件費

前項による適正人員配置と現選鉱工場の人員とを一括してTable II-2-20に比較する。

保全人員を除いた直接の操業人員をベースとする労働生産性は次のようになる。

Siglo XX	: 19 t/H/人	} プールすれば 7.1 t/H/人
Victoria	: 5.6 t/H/人	
新選鉱工場	: 5.6 t/H/人	

日本における錫選鉱工場の代表例である管子畑では16 t/H/人又、鉱種は異なるが鉱床露頭に伴って建設されたCu, Pb, Znの選鉱工場の例では50 t/人/日以上のプラントがある。

Table II-2-20 Number of Persons of Mill Plant

		Chief	Engineer	Forman	Salary Labour	Day Labour	Total	Maintenance
New Plant Ⓐ	Receiving ore and crushing	1	1	8		22		
	Grinding concentrate		1	16		98		
	Tailing maintenance		1	20		55		76
	Test		1	6		10		
Total		1	4	50		185	240	76
Present Plant Ⓑ	Siglo XX	2	4	5	67	264	342	80
	Victoria	1	4	15	95	393	508	63
	(Kenko)	1	2	6	14	42	65	8
	Total	4	10	26	176	699	915	151
Ⓑ - Ⓐ		3	6	152		514	675	75

なお、保全人員については2週間ごとの定期整備による予防保全システムがスタートすれば、選鉱工場以外即ち、Catavi 鉱山以外の仕事にも範囲を拡大し、中、長期には独立採算の方途に移行することが望しい。この問題は選鉱工場で使用する機器のなかには、部品交換型の整備作業が多く含まれており、operator が自らその作業に従事することによって部品や回転機の摩耗状況を知り、操業の不安性要素に関心をもち、操業管理の質が高まるという一石二鳥の効果が期待できるのである。

次に、人件費の構成内訳について付言しておく。

Table II-2-21 から賃金を 1.0 とした場合、ボーナス、ボーナス積立金、さらに定給補助等の比率が非常に大きいことがみうけられる。Table II-2-21 をまとめると次のようになる。

'82 1~5 月の Victoria の人件費は直接費、間接費合計で 137,694 ドル/月 (=34,124 千円/月)、これより @ 69 千円/人 × 240 人 = 16560 千円/月 → 20 百万円/月 = 240 百万円/年 = 923 千ドル/年、0.31 ドル/1 → エスカレーターを若干見込みの 0.5 ドル/1 を計上する。

	Engineer	Foreman	Reserve person	Labour	Reserve person
Receiving of Mineral	2	2		6	
Mined ore					
Desmonte				2	
Conveyor	1	2	1	4	1
Winch				2	
Crushing		3		6	1
Grinding		3		12	1
Classifier		2		6	
Gravity concentration	1	2		15	3
Rougher					
Processing of midling				15	
Slime		2		33	3
Concentrate processing		5		9	1
Tailing processing		5		9	1
Maintenance	1	3		6	1
Crushing of receiving mineral					
Grinding, classification		3	1	8	1
Gravity concentration, others		8		28	1
Test	1	4	2	8	2
Total	4	46	4	169	16
					= 240

Fig. II-2-23 Organization and Personnel

Table II-2-21 Details of Labor Cost of Victoria Mill Plant (at '82 Jan ~ May)

Item	Amount		Ratio	Item	Amount		Ratio
	Jan-May Total	Average of month			Jan-May Total	Average of month	
Wages	81,818.93 ^{US}	16,376 ^{US/month}	1.00	Acid for pulperia	163,958.48 ^{US}	32,850 ^{US/month}	2.00
Overtime pay	33,635.51	6,727	0.41	Security 12%	26,010.90	5,202	0.85
Piece wages	7,688.50	1,538	2.16	Security 16%	33,526.67	6,705	
Bonus	176,782.99	35,357		Fund of unemployment	10,018.20	2,004	
Bonus for attendance	15,543.85	3,109		Fund for retirement	2,393.79	559	
Total (Direct cost)	315,579.78	63,106	(0.46)	Fund for reimbursement	54,843.54	10,969	0.67
(Direct, Indirect cost)	688,471.95	137,694	(1.00)	Fund of bonus	66,154.45	13,231	0.81
Sum Total				Others	15,596.13	3,119	
				Total (Indirect cost)	372,942.17	74,588	(0.54)

② 物品費

選鉱工場の使用物品は大別すると、磨耗（消耗）材、選鉱剤（試薬類）及び包装品に分れる。これらの主要物品の原単位及び原単価を Siglo XX, Victoria の '82年1～6月の実績でみると次の通り。

新選鉱工場においては一応これらの実績は尊重するが、クラッシングロールや石灰を利用しなかったり、ミルライナー及び振動篩網（3mm以上）はすべてゴム製品を用いたり、主要機器の機種及び要部の材質に対して、耐磨耗や各種の工夫を折込む。このため、主要機器及び部品の主なものは原則として海外調達とし、物品のランニングコストをできる限り抑制することを主眼に計画する。

以上の数値を一括して次に比較する。

Table II-2-22 Comparison of Material Cost of New MB Plant and Present One

	Present Plant		New Plant			
Crushing process	Crushing roll tire	0.2605 \$US/t	Grease of crushing machines	14 Mt	92 g/t	0.08 \$US/t
	Screen net	0.0671	Screen net	Rubber		0.02
Grinding process	Red	0.316	Red	MC-2	0.5 Kg/t	0.35
	Ball	0.076	Ball	Special alloy		0.40
	M.B. liner	0.215	M.B. liner	Rubber	0.55	0.07
After grinding	Parts of pump	0.202	Parts of pump	Rubber etc.		0.20
	Parts of cyclone		Parts of cyclone	Rubber		0.10
	Line	0.204	Line			
	Reagents of flotation	0.027	Reagents of flotation			0.02
	PP sack (2 class)	0.184	PP sack			0.20
Total	1.5516	Total			1.44	

このほか、浮選機のインペラー・テーブル選鉱機のリップル、リノリウム等テーブル用、Vベルト等が選鉱オペレーターの手によって損耗時に取替えられるが、これらは一括して修理費に計上することにし、物品費としては1.5ドル/1を計上することとする。

(3) 修理費

一般にプラントの修理費は建設費に対する比率を乗ずる方法で概算される。その比率は年間2~4%の値をもち、製練所で4%、選鉱工場で2~3%程度である。ここでは保全人員がすでに人件費に計上されており、修理用物品についても物品費にかなり計上されている。又、浮選を主体とする選鉱工場と異なり、テーブルを主体とするシステムであるから摩耗のコストが、それ程かからないとみなされる。磨鉱及び分級工程における鉱液配管についてもラバーライニング管あるいはガス管内にラバーホースを挿入する方式を採用することにより、修理費の抑制が可能となる。

なお、建設費そのものについても海上、陸上のフレートのコストが大きいので一般の建設費よりも増額された数値となる。

以上によって、機械・電気の設定費に対して年間3.0%を乗ずる方法で修理費を計上する。

$$9,637.1 \text{ 千ドル} \times 0.03 \div 300 \text{ 万t/年} = 0.96 \text{ ドル/t} \rightarrow 1.1 \text{ ドル/t}$$

(4) 電力費

Table II-2-23 Cost of Electric Power

	High voltage (3 KV)	Low voltage (400 V)	Total	Base of Calculation
Receiving ore crushing	1,420 KW	904.7 KW	2,324.7 KW	x 0.7 x 21 h/day
Grinding	7,680	771.9	8,451.9	x 0.8 x 24 h/day
Rougher table	-	1,708.9	} 4,255.3	x 0.75 x 24 h/day
Milling processing	1,040	389.7		
Primary Slime Slime treatment	-	187.0		
Desulphurizing floatation	-	929.7		
Magnetic separation of iron	-	56.3	} 323.7	x 0.8 x 24 h/day
Concentrate processing	-	36.6		
Tailing processing	3,200	29.6	3,229.6	
Total	13,340	5,245.2	18,585.2	x 0.8 x 24 h/day
Water	1,950	-	1,950.0	x 0.8 x 24 h/day
Sim Total	15,290	5,245.2	20,535.2	386.2 Mesh/day

工程別の容量kw数より計算する。これより $38.2\text{kwh} \div 10,000\text{ t/b} = 3.862\text{kwh/t}$ 、この値は通常の錫選鉱工場のデータともほぼ一致している。

電気料金単価は 1383円/kwh, これより $1383\text{円} \times 3.862\text{kwh} \div 260\text{円} = 2.05\text{ドル/t}$
 取算として (2.2ドル/t)

⑤ その他のコスト

分析費, 精鉱輸送費, 選鉱事務費があり, 分析費は 0.2ドル/t 精鉱輸送については精鉱量が異なるものである。(元鉱 10,000 t/D に対して 75 t/D 程度のため Neg.) 又, 選鉱事務費は採鉱と選鉱に合せて一般管理費に計上する。

ここでは以上を一括して (0.4ドル/t) として計上する。

④~⑤をまとめると

人件費 0.5ドル/t
 物品費 1.5

修 理 費	1.1
電 力 費	2.2
そ の 他	0.4
合 計	5.7ドル/ト

(d) 用水費用は電力費及び修理費に括計上

2-5 現選鉱工場の操業改善

選鉱工場の操業管理は、基本的には物量のハンドリングがスムーズかどうかにかかっている。しかも、他の装置工業のプラントと比較して、タンク・ポンププロセスのなかでも開放型であり、取扱対象物そのものがほとんどすべて目視できるという特徴がある。又、鉱石を取扱うことによる摩耗や腐蝕の問題は設備保全に対して何らかのシステム化を必要とする操業上の課題といつてよい。

所定の設計基準によって建設される選鉱工程の各段において、主要機器への給鉱量や流量の変動が少くなければならない。一般に、この変動を抑制するための対策として、

- i) 1次磨鉱機への給鉱には constant feed waigher を設け、又、磨鉱機内の濃度についてもできるだけ一定となるよう水量を管理する。
- ii) 受入鉱石のメタル品位が大きく変動しないよう、又品位をできるだけ高めるよう出鉱管理する。

ことが行われている。

以下、現地調査において気付いた要改善事項を簡単にまとめておく。

① 磨鉱について

ロッドミルの操業において、ロッドの前後振替及び入替を必ず実施すること、即ち、ロッドの給鉱サイドの部分と排鉱サイドよりも磨耗が大きいので、延処理鉱量に応じてロッドの補給とともに、振替が必要である。又、摩耗したり、折損して短くなったロッド（長さが $\frac{1}{2}$ ～ $\frac{1}{3}$ 以下となったもの）は外へ取出す必要がある。

又、上述のように、ミル給鉱が中断もしくは、少量となったときは、直ちにミルを停止するか、水量を減少してミル内の濃度をできるだけ一定に維持し、過磨鉱を避けることが大切である。

なお、ミル内濃度及び分級機のオーバーフローに対して、定時、随時に濃度の測定と濃度の測定を行い、適正な磨鉱を行なうよう管理の強化が望まれる。

② 分級について

水圧、分級機の用水量及び圧力等の変動が甚だしく、このためそのあとの各テーブルの系統が混乱し、又給鉱の粒度、量ともに変動し、とくに過大過量となると、これに伴ってテーブル精鉱帯に採取した精鉱を片刃にせざるを得ない場合がみられる。この

うな状況がくり返えされることは非常な損失であるから、水圧、分級機の用水系統は他の用水系統と別にして、水圧、水量ともに一定に保持しなければならない。

③ テーブルについて

各種テーブルのストローク及び回転数の適正化を徹底すること、即ち、ストローク及び回転数の長さがそれぞれ不同となっているので、給気の粒度に応じて修正することが必要であり、一応の目安として次の範囲になるようにセットすることが大切である。

	回 転 数	ストローク長さ
Deister Plat-O	240~260%	25~27 in
Deister S.Duty #6	270~280 "	18~20 "

又、Head motion の動作がスムーズなように、各部の整備を行ない、そしてテーブル面のリップルがデッキから浮いてフリーとならないよう、釘等で必ず固定することが必要である。

第3章 廃滓堆積場の計画

3-1 廃滓堆積場の位置及び構造

廃滓堆積場の構造は当初アースロックダムを考え、建設適地を探した結果、Estancia Chojlluma (エスタンシア チョルマ) の谷間がポケットが大きく、堰堤建設地点に適したくたびれた場所もあり最も適当な場所と思われた。

その反面、かなり高額の建設費を要すること、新選鉱工場との間に谷や山があるため廃滓の移送や水の回収が困難であること等の問題がある。従ってこの案を第2案とし、更に経済的で合理的な廃滓堆積場を検討した。

その結果、廃滓堆積場の構造は堆積量の増加に伴ってかさ上げして行く外盛方式の堰堤とし、築堤材には流送されて来た廃滓の一部を用いることにした。建設予定地はCerro Sacamarca (セロ サカマルカ) の西、Colas Arenas (コーラス アレナス) の南に位置する平地で、建設費が安く、廃滓の流送及び水の回収が容易である等、第2案に較べて優れているため、第1案について検討を加えた。

廃滓堆積場の基本設計における設計条件は次の通りである。

処理鉱石量	10,000 t / 日
廃滓量 (乾量)	9,865.8 t / 日
廃滓中の水分	34,859.0 t / 日
廃滓流送濃度	P. D ≐ 22%
廃滓固形物真比重	G _s = 2.75
回収水必要量	≐ 17,000 m ³ / 日
選鉱工場稼働日数	300日 / 年
選鉱工場操業年数	10年

堆積場候補地及び選定上の考え方を次に述べる。

Cerro Sacamarca の西側から北西側に面して廃滓堆積場を建設する。築堤材料及び築堤方法は初年度堆積分の築堤材として堆積予定地周辺の砂質土を用いて土堰堤を築堤し、次年度以降は堆積場に放流される時点で分級された粗粒の廃滓 (100 μ 以上) を用いて外側から順次かさ上げして行く方法とする。

築堤頂高は堆積標高に2mの余裕高を加えて3,800mとする。堆積終了時の容量は36256,000 m³である。法勾配は内側・外側ともに1:2.0とする。なお、実設計に当たっては土質試験を行ない、そのデータに基づいて円弧すべりの検討を行なった上で法勾配及び堤頂高を決定することが必要である。また土質調査等の結果から透水材が必要と判断される場合は堆積場からできるだけ近い地点の粘性土を用いて表面 (内法) を被覆する。

堰堤は北と南の2ヶ所に建設する。各々の堤体の堆積終了時の標高及び形状は次表の通りである。

Table II-3-1 Shape on Height of Dam
When Sedimentation of Tailing Mill Plant Finished

Location	Height (m) when sedimentation of tailing mill have finished				Average size of dam Width of crest x height x length
	Level of sedimentation	Crest of dam	Toe of shape of inside	Toe of shape of outside	
North	3,798	3,800	3,765	3,760	8.0 x 17.5 x 2,400
South			3,745	3,735	

また、堆積量曲線 (Fig. 1-3-2) から各年の堆積量及び堆積標高を求め、必要な堰堤寸法と築堤材の量を求めると Table II-3-2 の通りである。

3-2 廃滓堆積量及び回収水

(I) 廃滓堆積量

廃滓堆積場内における廃滓濃度を推定し、廃滓堆積量と上澄水量を求める選鉱場から流送される廃滓量 (V) は

$$V = \frac{9,865.8}{275} + 34,859.0 = 38,446.6 \text{ m}^3/\text{日}$$

流送時の廃滓比重 (Q_r) は

$$\begin{aligned} Q_r &= \frac{W}{r_m V} = \frac{1}{r_m} \times \frac{W_s + W_w}{V} \\ &= \frac{1}{1.0} \times \frac{9,865.8 + 34,859.0}{38,446.6} = 1.163 \end{aligned}$$

堆積場内の平均乾燥単位体積重量 (r_d) は一般的に 0.8 t/m^3 程度であるので、この値によって堆積場内の平均廃滓濃度を推定する。

$$r_d = \frac{W_s}{V} \div \frac{W_s}{V_s + V_w}$$

ここに、 V_s : 廃滓量 (体積) , V_w : 廃滓中の水分

これより

$$\begin{aligned} V_m &= \frac{W_s}{0.8} - V_s \\ &= \frac{9,865.8}{0.8} - \frac{9,865.8}{275} = 8,744.7 \text{ m}^3 = 8,774.7 \text{ t} = W_w \end{aligned}$$



Fig. II - 3 - 1 Tailing Dam Layout

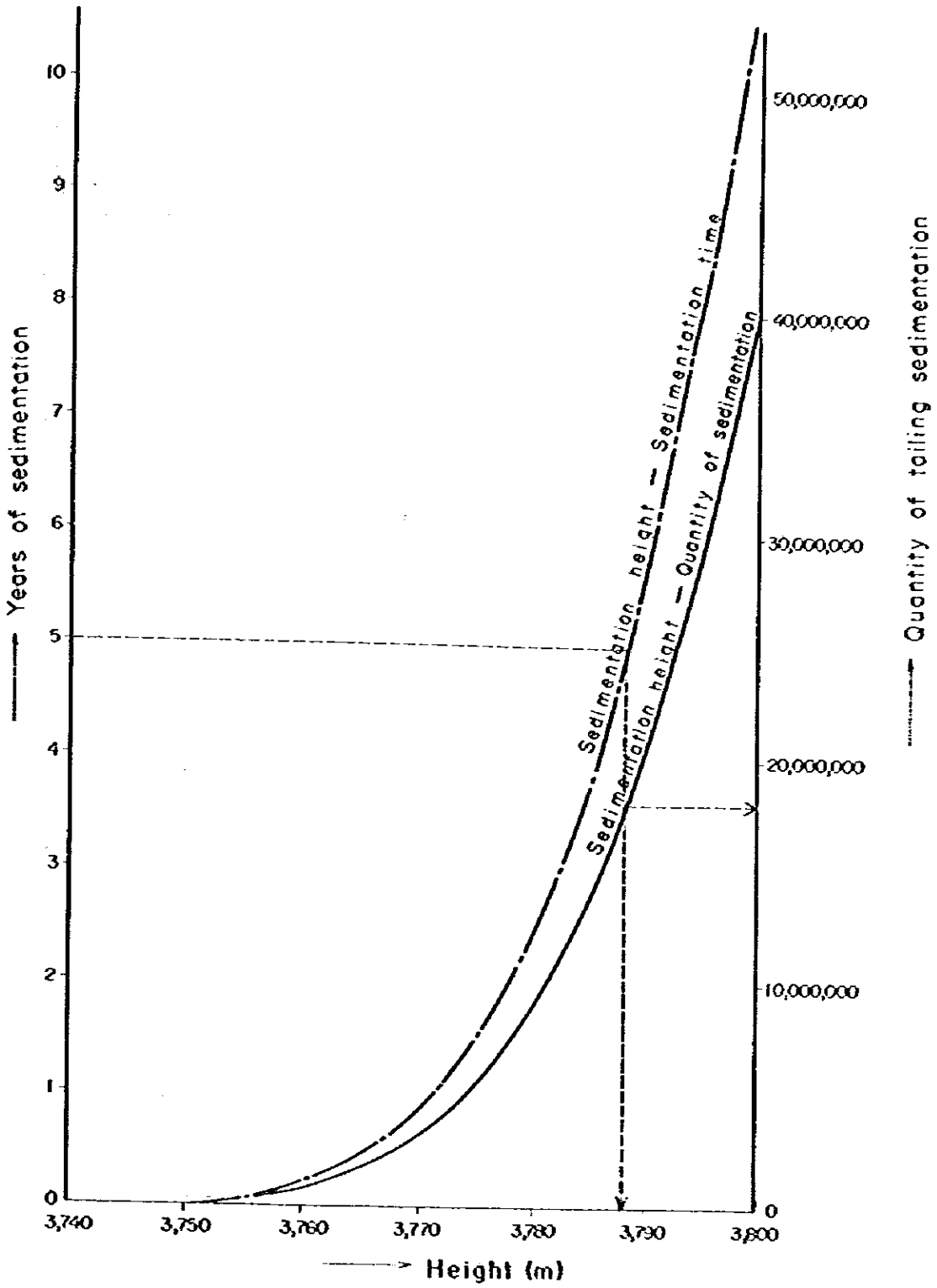


Fig.II-3-2 Sedimentation Quantity Curve

Table II-3-2 Annual Quantity of Tailing Sedimentation and Material of Dam

Year of Sedimentation	Quantity of Sedimentation	Height of Sediments	Required size of dam and material		Construction (m ³)		Note
			Size of dam (m) Width of crest x Height x Length	Material to Construct dam	For One Year	Total	
25 0					498,000	498,000	Conglomeratic earth
1	3,625,600	3,771.0	N 8.0 x 4.0 x 900 S 8.0 x 16.5 x 650	58,000 440,000 (498,000)	372,000	870,000	Tailing
2	7,251,200	3,777.5	8.0 x 7.25 x 1,330 8.5 x 19.75 x 730	217,000 692,000 (909,000)	372,000	1,242,000	
3	10,876,800	3,782.0	8.0 x 9.5 x 1,900 9.0 x 22.0 x 790	487,000 921,000 (1,408,000)	372,000	1,614,000	
4	14,502,400	3,785.5	8.0 x 11.25 x 1,950 9.0 x 23.75 x 830	669,000 1,114,000 (1,783,000)	372,000	1,986,000	
5	18,128,000	3,788.0	8.0 x 12.5 x 1,970 9.5 x 25.0 x 860	813,000 1,279,000 (2,092,000)	372,000	2,358,000	
6	21,753,600	3,790.5	8.0 x 13.75 x 2,050 9.5 x 25.0 x 890	1,015,000 1,448,000 (2,463,000)	372,000	2,730,000	
7	25,379,200	3,792.5	8.0 x 14.75 x 2,160 10.0 x 27.25 x 910	1,195,000 1,599,000 (2,794,000)	372,000	3,102,000	
8	29,004,800	3,794.5	8.0 x 15.75 x 2,240 10.0 x 28.25 x 930	1,394,000 1,747,000 (3,141,000)	372,000	3,474,000	
9	32,630,400	3,796.5	8.0 x 16.75 x 2,320 10.0 x 29.25 x 950	1,613,000 1,903,000 (3,516,000)	369,000	3,843,000	Conglomeratic earth 498,000 Tailing 3,345,000
10	36,256,000	3,798.0	8.0 x 17.5 x 2,400 10.0 x 30.0 x 970	1,806,000 2,037,000 (3,843,000)			

$$\begin{aligned} \therefore P.D. &= \frac{W_s}{W_s + W_w} \times 100 \\ &= \frac{9,865.8}{9,865.8 + 8,744.7} \times 100 \doteq 50\% \end{aligned}$$

上澄水量 (Q) は

$$Q = 34,859.0 - \frac{9,865.8 \times (100 - 50)}{50} = 24,993.2 \text{ m}^3/\text{日}$$

従って廃滓堆積量 (Qr) は

$$Q_r = 38,446.6 - 24,993.2 = 13,453.4 \text{ m}^3/\text{日}$$

1年間の堆積量は、

$$13,453.4 \times 300 \text{ 日} \doteq 4,036,000 \text{ m}^3/\text{年}$$

この時の堆積廃滓の湿潤密度 (r_1) 及び乾燥密度 (r_d) は

$$r_1 = \frac{9,865.8 + 9,865.8 (\text{水}50\%)}{13,453.4} = 1.467 \text{ t/m}^3$$

$$r_d = \frac{9,865.8}{13,453.4} = 0.733 \text{ t/m}^3$$

廃滓堆積場内の廃滓を築堤材として使用する場合、転圧後の密度を 1.8 t/m^3 と仮定して廃滓の必要量 (湿潤状態) を求める。

築堤材必要量は $3,843,000 \text{ m}^3$ (Table I-3-2) でこのうち $498,000 \text{ m}^3$ は初年度分である。初年度分については廃滓堆積場周辺の發質土を使用する計画で、従って、築堤に必要とされる廃滓量は、

$$3,843,000 - 498,000 = 3,345,000 \text{ m}^3$$

となる。転圧後の密度を 1.8 t/m^3 とすると、湿潤状態での廃滓量は

$$3,345,000 \times \frac{1.8}{1.467} \doteq 4,104,000 \text{ m}^3$$

故に10年間で堤内に堆積される廃滓量は

$$4,036,000 \times 10 \text{ 年} - 4,104,000 = 36,256,000 \text{ m}^3$$

となる。

② 蒸発等による損失

蒸発量の計算に当っては1964～1976年の年間蒸発量の平均値 $1,567 \text{ mm}/\text{年}$ を用いる。

日常的な降雨水の流入については、廃滓堆積場の集水面積 $3,448,000 \text{ m}^2$ に対し、1934～1982年の年間降雨量の平均値 $5,426.3 \text{ mm}/\text{年}$ を用いる。この時の流出係数は湛水面内10、

湛水面外 0.3 とする。

前述の焼洋堆積量の計算によると上澄水量は $24,993.2 \text{ m}^3/\text{日}$ であるので、1 年間の上澄水量は、

$$24,993.2 \times 300 = 7,497,960 \text{ m}^3/\text{年}$$

各年の焼洋堆積量及び堆積標高 Table II-3-3 に対する湛水面積を求め、蒸発量と降雨水流入量の差を求めて損失量を計算すると次表の通りである。

Table II-3-3 Annual Loss of Rainfall

Years of Sedimentation	Height of Sedimentation (m)	Area of water surface A (m ²)	Annual evaporation quantity A x 1.567 (m ³)	Annual rainfall water to inflow (m ³)		Annual loss (m ³)
				Inside of overflowing level A x 0.54263	Outside of overflowing level (3,448,000-A) x 0.54263 x 0.3	
1	3,771.0	400,600	627,700	217,400	459,100	- 48,800
2	3,777.5	690,400	1,081,900	374,600	448,900	258,400
3	3,782.0	967,500	1,516,100	525,000	403,800	587,300
4	3,785.5	1,257,500	1,970,500	682,400	356,600	931,500
5	3,788.0	1,464,700	2,295,200	794,800	322,900	1,177,500
6	3,790.5	1,661,200	2,603,100	901,400	290,900	1,410,800
7	3,792.5	1,784,500	2,796,300	968,300	270,800	1,557,200
8	3,794.5	1,907,700	2,989,400	1,035,200	250,700	1,703,500
9	3,796.5	2,031,000	3,182,600	1,102,100	230,700	1,849,800
10	3,798.0	2,123,400	3,327,400	1,152,200	215,600	1,959,600

損失量は 10 年目が最大となり、上澄水量に対する損失率を求めると、

$$1,959,600 \div 7,497,960 \times 100 = 26.1\%$$

その他の損失を 3.9% みて、損失合計 30% とする。

(3) 回収水

(2) における計算の結果損失率を 25% とすると、回収可能水量は

$$24,993.2 \times (1 - 0.3) = 17,495 \text{ m}^3/\text{日} > \text{必要量} = 17,000 \text{ m}^3/\text{日}$$

焼洋中の水分に対する回収率は

$$17,495 \div 34,859.0 \times 100 = 50.2\%$$

となる。

3-3 排水保安施設

(1) 降雨強度の想定

この度の調査で雨量に関する資料として入手できたものは Catavi 鉱山における 1934年から1981年までの48年間にわたる月間降雨量及び年間降雨量と、Catavi, Siglo XX, Miraflores (ミラフローレス) 及び Lupi - Lupi (ルピ ルピ) における 1970年から1982年までの13年間の日雨量である。

一方、廃滓堆積場の集水面積は約7.6km²と比較的小さく、降雨の流出を考慮する場合は日雨量と時間雨量が問題になるが、前述の日雨量の資料では降雨継続時間がわからないため最大時間雨量を推定することは不可能と思われる。そこで次に述べる3つのケースで降雨量を推定する。

- ① Catavi 鉱山における40年間の降雨量の記録を年間降雨量の多い順に並び、上位10年及び20年の算術平均をとり、平均月間雨量の最大値から月間降雨日数5日、降雨継続時間4時間として求めた100年確率及び200年確率の日雨量及び時間雨量。
- ② 各年の月間降雨量の最大値を大きさ順に並び、対数確率紙より求めた100年確率及び200年確率の月雨量より、月間降雨日数5日、降雨継続時間4時間として求めた100年確率及び200年確率の日雨量及び時間雨量。
- ③ 各月の月間降雨量を大きさ順に並び、上位10年及び20年の算術平均をとり、平均月間降雨量の最大値から月間降雨日数5日、降雨継続時間4時間として求めた平均最大日雨量及び平均最大時間雨量。

以上の3方法について試算した結果、②のケースが最大値となるので、これを採用することとし、以下②のケースについて述べる。

各年の月間降雨量の最大値を取り出して大きさの順に並べると次表の通りである。

Table II-3-4 Order of Maximum Monthly Rainfall

Order (i)	Year, month of the rainfall	Maximum monthly Rainfall γ_i (mm)	$\frac{2i-1}{2N} \times 100$	Order (i)	Year, month of the rainfall	Maximum monthly Rainfall γ_i (mm)	$\frac{2i-1}{2N} \times 100$
1	1941.1	288.1	1.25	21	1956.1	164.0	51.25
2	1934.2	265.2	3.75	22	1942.1	157.5	53.75
3	1860.1	241.5	6.25	23	1950.1	155.0	56.25
4	1959.2	240.0	8.75	24	1970.1	153.7	58.75
5	1939.1	236.9	11.25	25	1964.11	153.0	61.25
6	1947.2	228.3	13.75	26	1962.12	152.0	63.75
7	1968.2	203.2	16.25	27	1951.1	150.0	66.25
8	1946.1	200.8	18.75	28	1969.1	149.7	68.75
9	1941.1	200.4	21.25	29	1955.1	148.5	71.25
10	1949.12	198.5	23.75	30	1963.1	144.0	73.75
11	1945.1	196.7	26.25	31	1940.1	143.5	76.25
12	1972.1	195.2	28.75	32	1953.2	141.0	78.75
13	1957.1	191.0	31.25	33	1943.3	134.7	81.25
14	1937.1	188.0	33.75	34	1954.1	131.5	83.75
15	1952.1	183.0	36.25	35	1961.2	125.7	86.25
16	1955.3	181.0	38.75	36	1936.1	125.2	88.75
17	1973.12	172.0	41.25	37	1971.12	123.0	91.25
18	1935.1	171.5	43.75	38	1943.2	121.2	93.75
19	1958.1	170.0	46.25	39	1938.2	117.0	96.25
20	1966.12	165.0	48.75	40	1967.2	111.0	98.75

Number of data = 40

r_i と $(2i-1)/2N$ を正規確率紙 (Fig. I-3-3) にプロットして 100 年及び 200 年確率降雨量を求めると

100 年確率降雨量 : 295 mm/月

200 年確率降雨量 : 310 mm/月

月間降雨日数 5 日, 降雨継続時間 4 時間とすると 100 年及び 200 年確率日雨量と時間雨量は,

100 年確率日雨量 : $295 \div 5 = 59.0$ mm/日

100 年確率時間雨量 : $59.0 \div 4 = 14.8$ mm/hr

200 年確率日雨量 : $310 \div 5 = 62.0$ mm/日

200 年確率時間雨量 : $62.0 \div 4 = 15.5$ mm/hr

となる。

以上より降雨強度式を求めると, 100 年確率の降雨強度式は

$$14.8 = \frac{a}{b+60} \dots\dots\dots \textcircled{1}$$

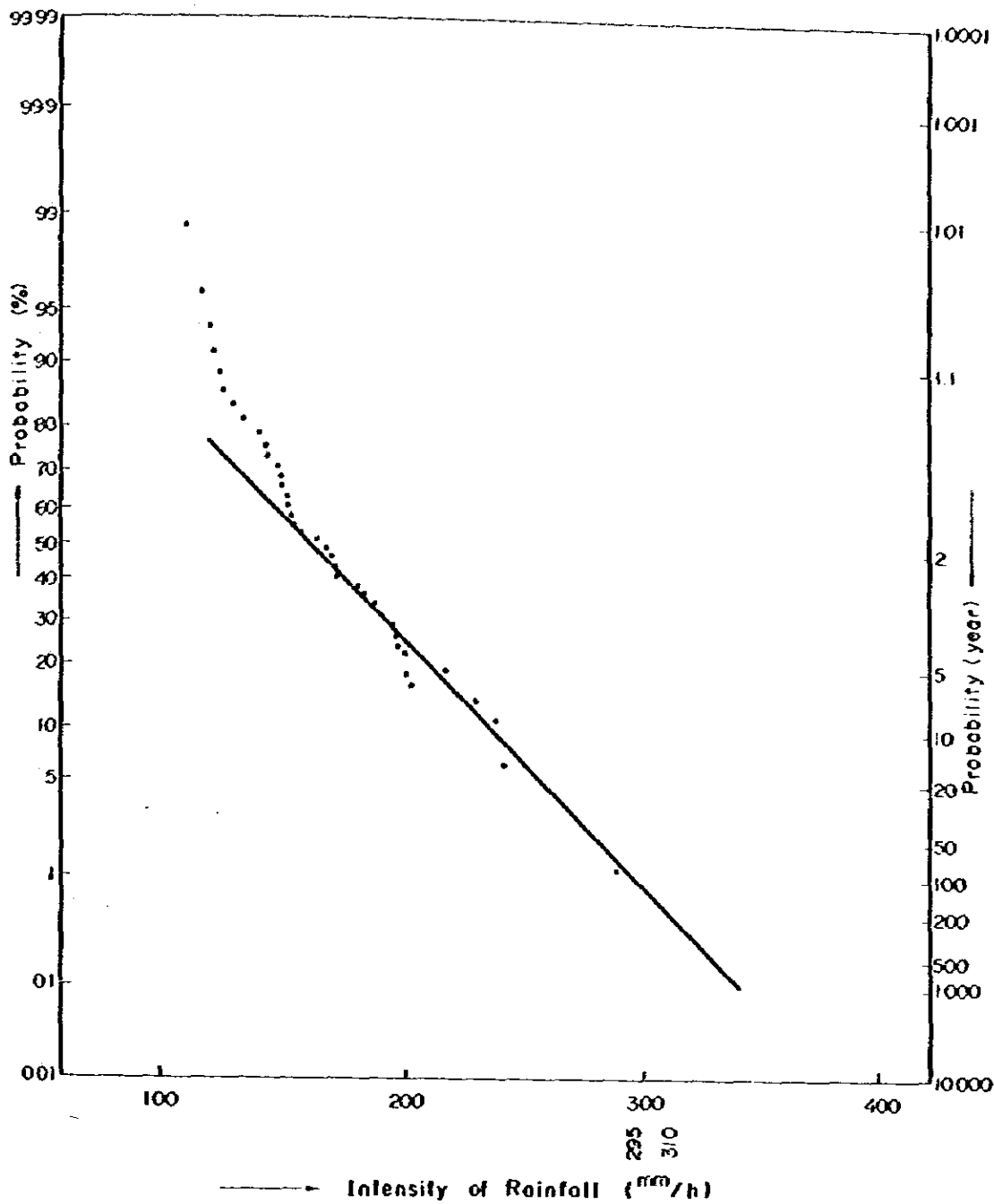


Fig. II-3-3 Probability of Rainfall

$$\frac{590}{24} = 246 = \frac{a}{b+1,440} \quad \dots\dots\dots ②$$

①, ②式より

$$148b + 888 = a$$

$$246b + 3,540 = a$$

これより

$$b = \frac{3,540 - 888}{148 - 246} = 214.9$$

$$\therefore a = 4,068.5$$

従って、100年確率の降雨強度式は次の通りである。

$$r_{100} = \frac{4,068.5}{1 + 214.9}$$

次に200年確率の降雨強度式は

$$15.5 = \frac{a}{b+60} \quad \dots\dots\dots ①$$

$$\frac{620}{24} = 258 = \frac{a}{b+1,440} \quad \dots\dots\dots ②$$

①, ②式より

$$15.5b + 930 = a$$

$$258b + 3,720 = a$$

これより

$$b = \frac{3,720 - 930}{15.5 - 258} = 215.9$$

$$\therefore a = 4,277.1$$

従って、200年確率の降雨強度式は次の通りである。

$$r_{200} = \frac{4,277.1}{1 + 215.9}$$

② 排水設備の設計

1) 前提条件

排水設備については次の前提に基づいて設計計算を行なう。

- a. 流域面積（場内2,126 km^2 ，場外5,480 km^2 ）のうち場外の4,158 km^2 に対する降雨水は山腹水路を設けて排水するものとし，残りの1,322 km^2 に対する降雨水が場内へ流入するものとする。
- b. 山腹水路は100年確率降雨による山腹水路への流入水を安全に排水する断面を有するものとする。

- c. 場内水排水設備（底設暗渠）は100年確率降雨による場内への流入水を安全に排水する断面を有するものとする。
- d. 非常用排水設備は200年確率降雨による場内への流入水を安全に排水する断面を有するものとする。
- e. 上記の計算には蒸発量を考慮しない。
- f. 流出率は場外については30%, 場内については100%とする。
- g. 排水すべき水量は上澄水及び降雨による流入水で、湧水及び沢水等は無視する。

4) 流出量の計算

到達時間(t)は白坂剝水所の実験式によると次の通りである。

$$t = 0.33 L^{0.63} (\text{分})$$

L: 流域最遠点から流量計算地点までの流路長 (m)

降雨強度式は前述の“降雨強度の想定”より次の通りである。

100年確率降雨強度 (r_{100})

$$r_{100} = \frac{4068.5}{1 + 214.9}$$

200年確率降雨強度 (r_{200})

$$r_{200} = \frac{4277.1}{1 + 215.9}$$

計画洪水流出量 (Q) の計算はRational (ラショナル) の公式による。

$$Q = \frac{1}{3.6} C \cdot r \cdot A (\text{m}^3/\text{sec})$$

C: 流出係数 場内 = 1.0 場外 = 0.3

r: 降雨強度 (mm/hr)

A: 流域面積 (km²)

Fig. 1-3-4の流域図から流域面積を流路長を求め、上記の計算を行った結果を表に示す。

Table II-3-5 Water Way and Drainage Equipment

Class of construction	Number of the basin	Length of conduit L (m)	Area of the basin A (km ²)	Time to arrive t (min)	Coefficient of outflow C	Intensity of rainfall		Quantity of outflow		Note
						r 100	r 200	r 100	r 200	
Water way in the site	1	4,500	4,158	66.1	0.3	14.43		5,017		
Drainage equipment in the plant	2	2,000	1,134	39.6	0.3	15.99		1,511		
	3	1,500	0,455	33.1	0.3	16.41		0,227		
	4	2,500	2,326	45.6	1.0	15.62		9,224		
							Total	10,992		
Emergency drainage equipment	2	2,000	1,134	39.6	0.3		16.74		1,582	
	3	1,500	0,455	33.1	0.3		17.18		0,269	
	4	2,500	2,326	45.6	1.0		15.36		9,661	
							Total	11,512		

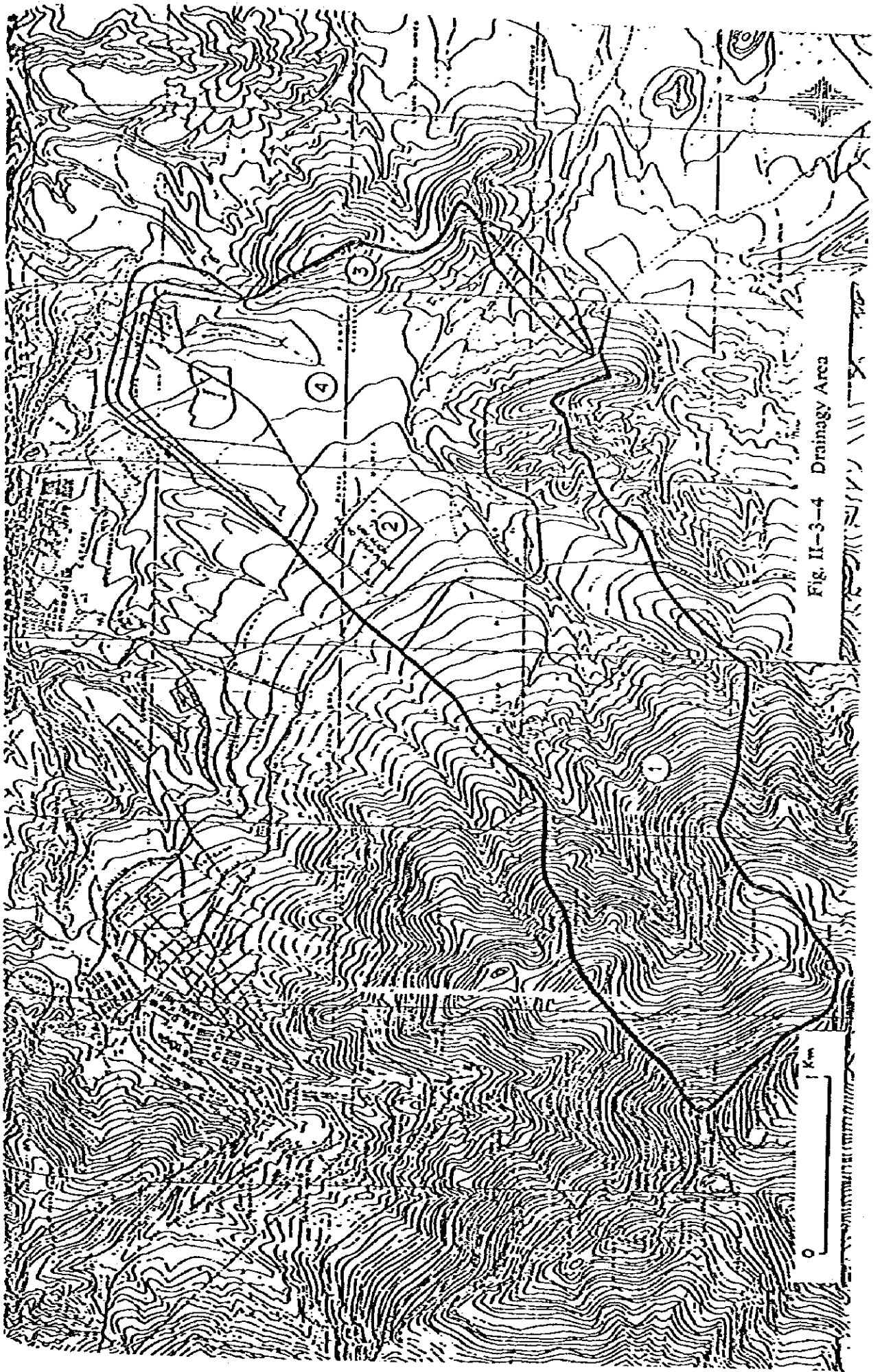


Fig. II-3-4 Drainage Area

iii) 山腹水路の設計

山腹水路は鉄筋コンクリート開水路とする。

設計流速 (v) 及び流量 (Q) の計算はManning (マンニング) の公式による。

$$v = \frac{1}{n} \cdot R^{2/3} \cdot I^{1/2} \quad (m/sec)$$

$$Q = A \cdot v$$

n : 水路内面の粗度係数 = 0.015 (コンクリート)

R : 動水半径 = $\frac{A}{P}$ (m)

A : 通水断面積 (m^2)

I : 水路勾配 = 0.03 (羨塚園より)

山腹水路の断面は右図の通りとする。

$$A = 1.00 \times 1.00 = 1.00 m^2$$

$$P = 1.00 \times 3 = 3.00 m$$

$$R = 1.00 \div 3.00 = 0.333 m$$

$$v = \frac{1}{0.015} \times 0.333^{2/3} \times 0.03^{1/2} = 5.551 m/sec$$

$$\therefore Q = 1.00 \times 5.551 = 5.551 m^3/sec > Q_{100} = 5.017 m^3/sec$$

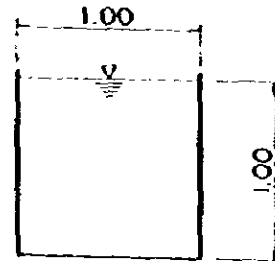


Fig II-3-5 Profile of Water Way in Hill Side

iv) 排水設備の設計

排水設備は堆積量の増加に伴って底設暗渠 (鉄筋コンクリートの開渠に蓋掛けする。) を延ばして行く構造とする。水路勾配は北側が1‰, 南側が3‰と極めて小さいため流入部は蓋掛けのない状態では非常に長い越流管を持つ段と考えられる。従って流入後の底設暗渠としての通水能力を計算する。

南北の底設暗渠で同量の排水を行うと考え、断面は右図の通りとする。

流量計算はManning の公式による。

$$A = 1.20 \times 1.30 = 1.56 m^2$$

$$P = 1.20 + 1.30 \times 2 = 3.80 m$$

$$R = 1.56 \div 3.80 = 0.411 m$$

$I = 0.01$ (北側)

$$v = \frac{1}{0.015} \times 0.411^{2/3} \times 0.01^{1/2} = 3.685 m/sec$$

$$Q = 1.56 \times 3.685 = 5.749 m^3/sec > \frac{Q_{100}}{2} = \frac{10992}{2} = 5.496 m^3/sec$$

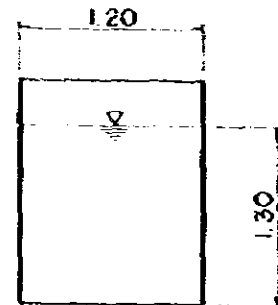


Fig II-3-6 Blind Ditch in the Bottom

V) 非常用排水設備の設計

非常用排水設備（余水吐）は堰堤末端の地山を堰堤に沿って掘削した素掘水路とし、呑口は堤体のかさ上げに伴って各年毎に乾季にかさ上げするものとする。

流量計算はFrancis（フランス）の公式により、堰の両端において縮流を生じず、接近流速がないものとして計算する。南北の非常用排水設備で同量の排水を行うものとし、断面は右図の通りとする。

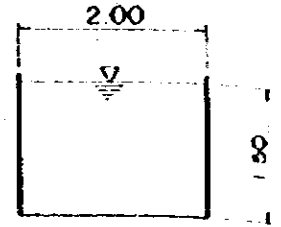
$$Q = 1.84 b H^{3/2}$$

$$b : \text{底幅} = 2.00 \text{ m}$$

$$H : \text{越流水深} = 1.50 \text{ m}$$

$$\therefore Q = 1.84 \times 2.00 \times 1.50^{3/2} = 6.761 \text{ m}^3/\text{sec} > \frac{Q_{269}}{2} = \frac{11512}{2} \text{ Fig. II-3-7 Emergency Drainage Canal Section}$$

$$= 5756 \text{ m}^3/\text{sec}$$



3-4 廢 の流送

廢 流送水路は選鉱工場からヘッドタンクまでの4kmの間を無筋コンクリートの開水路とし、ヘッドタンクからサイクロンまでの500mの間を合成樹脂管とする。流量計算はManningの公式による。

開水路の断面は右図の通りとする。

$$A = (0.20 + 0.45) \times \frac{1}{2} \times 0.125 + 0.15 \times 0.175 = 0.254 \text{ m}^2$$

$$P = (0.175 + 0.177) \times 2 + 0.20 = 1.504 \text{ m}$$

$$R = 0.254 \div 1.504 = 0.169 \text{ m}$$

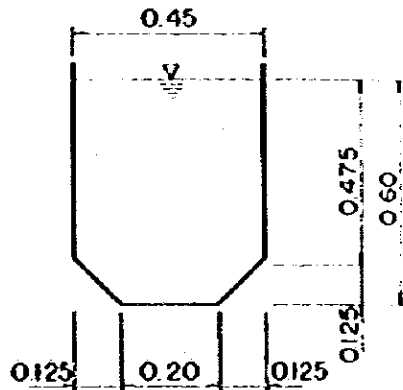
$$n = 0.015$$

$$I = 0.01$$

$$v = \frac{1}{0.015} \times 0.169^{2/3} \times 0.01^{1/2} = 2.038 \text{ m/sec} \quad \text{Fig. II-3-8 Tailing Conveyance Channel Line Section}$$

$$\therefore Q = 0.254 \times 2.038 = 0.518 \text{ m}^3/\text{sec} > \text{廢 量} = 38446.6 \text{ m}^3/\text{day}$$

$$= 0.445 \text{ m}^3/\text{sec}$$



閉水路の断面は右図の通りとする。

$$A = 0.24^2 \times \pi = 0.181 \text{ m}^2$$

$$P = 0.48 \times \pi = 1.508 \text{ m}$$

$$R = 0.181 \div 1.508 = 0.120 \text{ m}$$

$$n = 0.013$$

$$I = 0.03$$



Fig. II-3-9 Blind Waterway Section

$$q = \frac{1}{0.013} \times 0.120^{3/4} \times 0.03^{1/2} = 3,241 \text{ m/sec}$$

$$Q = 0.181 \times 3,241 = 0.587 \text{ m}^3/\text{sec} > \text{廃洋量} = 0.445 \text{ m}^3/\text{sec}$$

3-5 概算工事費の算定

① 前提条件

初年度の廃洋堆積容量を確保するために築堤材として使用される浚質土は堆積場予定地周辺の平均運搬距離（片道）500mの範囲内で採取するものとし、築堤期間は2.5年間とする。

2年度以降の築堤材は堆積場内で分級され、水切りされた100μ以上の廃洋をダンプトラックで築堤まで運搬し、ブルドーザーで敷均し締固めを行って堤体をかさ上げする。計算の単純化のために、その際の密度は1.8t/m³に水が切れているものとする。

重機類の1日当りの実稼働時間はダンプトラック6時間とし、その他の機材は5時間とする。重機類は全部消耗するものと考え残存価値は考慮しない。重機購入台数は必要台数+予備台数（予備台数×30%とする。）とし、修理費は全台数に対して購入価格×85%/10年を計上する。作業能力の算定は建設省標準歩掛に準じる。

初年度堆積用築堤量は498,000m³であり2.5年間で築堤するので、1日当りの土工量は

$$498,000 \div (2.5 \times 300) = 664 \text{ m}^3/\text{day}$$

2年度以降の築堤量は

$$3,843,000 - 498,000 = 3,345,000 \text{ m}^3$$

9年間で均等に施工すると各年の所要築堤量を満足する（10年間であれば途中で不足を生じる）。従って2年度以降の築堤を9年間で行うと1日当りの土工量は、

$$3,345,000 \div 300 = 1,115 \text{ m}^3/\text{day}$$

となる。

② 重機の作業能力及び必要台数の算定

1) ブルドーザー 32t

a. 作業能力

掘削土量（地山の掘削土）(V_B)

$$V_B = \frac{60}{C_m} \times q \times E$$

q : 1サイクル当りの掘削土量 = 4.55m³

E : 作業効率 = 0.55 (浚質土の地山)

C_m : サイクルタイム = $\frac{L}{V_1} + \frac{L}{V_2} + 1$ (min)

V₁ : 前進速度 = 41.6m/min

V_2 : 後進速度 = 7.86 m/min

t : キヤの入換時間 = 0.25 min

l : 平均掘削押土距離 = 50 m (表土はき取りを含む)

$$\therefore C_m = \frac{50}{11.6} + \frac{50}{7.86} + 0.25 = 20.9 \text{ m}$$

$$\therefore V_B = \frac{60}{20.9} \times 4.55 \times 0.55 = 71.8 \text{ m}^3/\text{hr} = 359.0 \text{ m}^3/\text{H}$$

敷均し土量 (Q_1)

$$Q_1 = \frac{W \times V \times H \times E}{P}$$

W : 作業有効幅 = 3.8 m (小松 D155A)

V : 作業速度 = 1,700 m/hr

H : 敷均し厚さ = 0.30 m

E : 作業効率 = 0.5

P : 敷均し回数 = 3回

$$\therefore Q_1 = \frac{3.8 \times 1,700 \times 0.30 \times 0.5}{3} = 323.0 \text{ m}^3/\text{hr}$$

締固め土量 (Q_2)

$$Q_2 = \frac{W \times V \times D \times E}{P}$$

W : 有効締固め幅 = 0.8 m

V : 作業速度 = 4,000 m/hr

D : 仕上り厚さ = 0.30 m

E : 作業効率 = 0.7

P : 締固め回数 = 5回

$$\therefore Q_2 = \frac{0.8 \times 4,000 \times 0.3 \times 0.7}{5} = 134.4 \text{ m}^3/\text{hr}$$

敷均し締固め土量

$$Q = \frac{Q_1 \times Q_2}{Q_1 + Q_2} = \frac{323.0 \times 134.4}{323.0 + 134.4} = 94.9 \text{ m}^3/\text{hr} = 474.5 \text{ m}^3/\text{day}$$

b. 必要台数

初年度用必要台数

掘削押土 : 664 ÷ 359.0 ≒ 2台

敷均し締固め : 664 ÷ 474.5 ≒ 2台

計 4台

2年度以降必要台数

数均し稀固め : 1,240 ÷ 474.5 ≒ 3台

i) トラクターショベル 3.2 m³

a. 作業能力

初年度

掘削積込量 (V_t)

$$V_t = \frac{3600}{C_m} \times q \times E \text{ (m}^3/\text{hr)}$$

q : 1サイクル当りの掘削積込量

$$= 0.84 \times q_0 - 0.03 = 0.84 \times 3.2 - 0.03 = 2.66 \text{ m}^3$$

E : 作業効率 = 0.5

C_m : サイクルタイム = 46 sec

$$\therefore V_t = \frac{3600}{46} \times 2.66 \times 0.5 = 104.1 \text{ m}^3/\text{hr} = 520.5 \text{ m}^3/\text{day}$$

2年度以降

$$q = 2.66 \text{ m}^3$$

$$E = 0.6$$

$$C_m = 46 \text{ sec}$$

$$\therefore V_t = \frac{3600}{46} \times 2.66 \times 0.6 = 124.9 \text{ m}^3/\text{hr} = 624.5 \text{ m}^3/\text{day}$$

b. 必要台数

初年度用 : 664 ÷ 520.5 ≒ 2台

2年度以降 : 1,240 ÷ 624.5 ≒ 2台

ii) ダンプトラック 18 t

a. 作業能力

初年度

運搬土量 (V_T)

$$V_T = \frac{60}{C_{mT}} \times q_T \times E_T \text{ (m}^3/\text{hr)}$$

q_T : 1回の積載土量 (土の単位体積重量 1.8 t/m³, 変化率 = 1.0 とする)

$$= 18 \div 1.8 = 10.0 \text{ m}^3$$

E_T : 作業効率 = 0.9

$$C_{mT} : \text{サイクルタイム} = \frac{C_{ms} \cdot n}{60 E_s} + T_1 + T_2 + t_1 + t_2 \text{ (分)}$$

C_{ms} : 積込機核のサイクルタイム = 46 sec (トラクタージョベール)

n : 積込機核の積込回数 = $\frac{q_T}{q_S}$ (回)

q_S : 積込機核の1サイクル当り積込量 = 266 m^3

$$\therefore n = \frac{100}{266} \approx 4 \text{ 回}$$

E_S : 積込機核の作業効率 = 0.5

T_1 : 上運搬走行所要時間 = $\frac{\ell}{v} \times 60$ (min)

T_2 : 帰り所要走行時間 (min) = T_1

ℓ : 片道走行距離 = 1.0 km

v : 歩行速度 = 15 km/hr

$$\therefore T_1 = \frac{1.0}{15} \times 60 = 4.0 \text{ min} = T_2$$

t_1 : 荷降しに要する時間 = 1.0 min

t_2 : 待ち時間, その他 = 0.5 min

$$\therefore C_{mT} = \frac{46 \times 4}{60 \times 0.5} + 4.0 + 4.0 + 1.0 + 0.5 = 15.63 \text{ min}$$

$$\therefore V_T = \frac{60}{15.63} \times 100 \times 0.9 = 34.5 \text{ m}^3/\text{hr} = 207.0 \text{ m}^3/\text{day}$$

2年度以降

$$q_T = 100.0 \text{ m}^3$$

$$E_T = 0.9$$

$$C_{ms} = 46 \text{ sec}$$

$$n = 4 \text{ 回}$$

$$E_S = 0.6$$

$$\ell = 1.5 \text{ km}$$

$$v = 15 \text{ km/hr}$$

$$\therefore T_1 = \frac{1.5}{15} \times 60 = 6.0 \text{ min} = T_2$$

$$t_1 = 1.0 \text{ min}$$

$$t_2 = 0.5 \text{ min}$$

$$\therefore C_{mT} = \frac{46 \times 4}{60 \times 0.6} + 6.0 + 6.0 + 1.0 + 0.5 = 18.61 \text{ min}$$

$$\therefore V_T = \frac{60}{18.61} \times 100 \times 0.9 = 29.0 \text{ m}^3/\text{hr} = 174.0 \text{ m}^3/\text{day}$$

P. 必要台数

$$\text{初年度用} : 664 \div 207.0 \approx 4 \text{ 台}$$

$$\text{2年度以降} : 1240 \div 174.0 \approx 8 \text{ 台}$$

(3) 重機類運転歩掛 (1日当り)

Table II-3-6 Persons necessary to operate heavy machines for a day (-2.5 ~ 0 year)

Machine	Specification	Number	Kerosin (ℓ)	Worker (person)					Note
				special operator	operator	assistant	extra	total	
Buldozer	32 ^t	4	680	4.0		2.0	0.8	6.8	Excavation 2 Movement of earth 2
Track shovel	3.2 m ³	2	300	2.0		1.0	0.4	3.4	
Dump track	18 ^t	4	192		4.0			4.0	
Total			1,172	6.0	4.0	3.0	1.2	14.2	

Table II-3-7 Persons necessary to operate heavy machines for a day (0 ~ 9 year)

Machine	Specification	Number	Kerosin (ℓ)	Worker (person)					Note
				special operator	operator	assistant	extra	total	
Buldozer	32 ^t	3	510	3.0		1.5	0.6	5.1	
Track shovel	3.2 m ²	2	300	2.0		1.0	0.4	3.4	
Dump track	18 ^t	8	384		8.0			8.0	
Total			1,194	5.0	8.0	2.5	1.0	16.5	

(4) 重機類運転費

Table II-3-8 Cost of Operating Construction Equipment (-2.5 ~ 0 year)

Machine	Number	Class of construction	Unit	Quantity	Unit cost (\$US)	Amount (\$US)	Note
Buldozer	32 ^t x 4	Kerosin	ℓ	1,172	0.2535	297.1	Kerosin x 20%
		Grease	set	1		59.4	
Track shovel	3.2 m ² x 2	Worker consumption of tire	person	14.2	8.0	113.6	
				4	16.2	64.8	
Dump track	18 ^t x 4	Repair	set	1		415.3	1,465,700 x $\frac{0.85}{10 \times 300} = 415.3$
Total						950.2	

(5) 排水設備建設費

Table II-3-12 Drainage Equipment Construction Cost (-2.5 ~ 0 year)

Class of Construction	Specification	Unit	Quantity	Unit price (\$US)	Amount (\$US)	Note
Water way in Mill side	Reinforced concrete open canal 1.0 ^W x1.0 ^H	m	3,000	170	510,000	
Drainage Equipment in Mill Plant	Reinforced concrete open canal 1.2 ^W x1.5 ^H	m	2,400	360	864,000	South 1,000 m North 1,400 m
	Reinforced concrete box culvert 1.2 ^W x1.5 ^H	m	600	470	282,000	South 300 m North 300 m
Emergency Drainage Equipment	Tunnel water way in rock 2.0 ^W x1.5 ^H	m	900	50	45,000	South 450 m North 450 m
Total					1,701,000	

Table II-3-13 Drainage Equipment Construction Cost (0 ~ 9 year)

Class of Construction	Specification	Unit	Quantity	Unit price (\$US)	Amount (\$US)	Note
Drainage Equipment in Mill Plant	Putting on lid reinforced concrete 1.7 ^W	m	2,400	130	312,000	
Emergency Drainage Equipment	Tunnel water way 2.0 ^W x1.5 ^H	m	1,800	50	90,000	South 100 x 9 = 900 North 100 x 9 = 900
Total					402,000	

(6) 尾滓流送設備建設費

建設費は初年度(-2.5年~0年)のみ発生する。新選鉱工場からヘッドタンクまでの尾水路、及びヘッドタンク、サイクロン、アンダーフローポンプを計上しポンプから堤体までの配管は別途選鉱設備に計上した。

Table II-3-14 Tailing Transportation Equipment Construction Cost

Class of Construction	Specification	Unit	Quantity	Unit price (\$US)	Amount (\$US)	Note
Tailing Transportation open water way	Concrete open water way 0.45 ^W x0.6 ^H	m	4,000	90	360,000	
Tailing Transportation Equipment	Head Tank		22			
	Piping 530 ^φ x200 ^M x2 ^{Une}				226,000	
	Cyclone underflow pump		3			
	Cyclone 20 ^φ x 2 pieces		3			
Total					586,000	

Table II-3-9 Cost of Operating Construction Equipment (0 ~ 9 year)

Machine	Number	Class of construction	Unit	Quantity	Unit cost (\$US)	Amount (\$US)	Note	
Buldozer	32 ^t x 3	Kerosin	ℓ	1.194	0.2535	302.7		
		Grease	set	1		60.5		
Track Showvel	3.2 ^m x 2	Worker consumption of tire	person	16.5	8.0	132.0		
				8	16.2	129.6		
Dump track	18 ^t x 8	Repair	set	1		635.4		
Total						1,260.2		$(1,465,000 + 777,000) \times \frac{0.85}{10 \times 300} = 635.4$

Table II-3-10 Heavy Machinery and its Transportation Cost (-2.5 year)

In \$US						
Item	Buldozer	Track showvel	Dumptrack	Note		
Mark	Komatsu D155A-1	Komatsu D95S-2	Komatsu HD180-4			
Number of Machinery	5	3	5			
Weight (t/machine)	38.4	29.8	16.8			
Total weight (t)	192.0	89.4	84.0			
Price	142,300	121,900	77,700	F.O.B		
Purchase price	711,500	365,700	358,500	F.O.B Purchase cost Total 1,465,700		
Transportation Cost	Marine	Freight	36,900	17,200	16,200	Total weight x 192.44
		Insurance	5,800	3,000	3,100	(Freight + Purchase cost) x 0.7775%
		Total	42,700	20,200	19,300	
	Inland	Freight	24,800	11,500	10,800	Total weight x 129
		Insurance	37,700	19,300	20,400	Marine transportation x 5% cost + Purchase cost
		Total	62,500	30,800	31,200	
	Transportation Cost Total		105,200	51,000	50,500	Transportation cost total 206,700
Total by classes of machine		816,700	416,700	439,000		
Sum Total		1,672,400				

Table II-3-11 Heavy Machinery and its Transportation Cost (0 year)

In \$US

Item		Buldozer	Track shovel	Dumptruck	Note
Mark				Komatsu HD180-4	
Number of Machinery				5	
Weight (t/machine)				16.8	
Total weight				84.0	
Price				77,700	
Purchase price				388,500	F.O.B
Transportation Cost	Marine	Freight		16,200	
		Insurance		3,100	
		Total		19,300	
	Inland	Freight		10,500	
		Import tax etc.		20,400	
		Total		31,200	
	Transportation Cost Total				50,500
Total by classes of machine				439,000	
Sum Total			439,000		

(d) 尾滓堆積場建設費

建設期間は11.5年間（初年度堆積用築堤期間2.5年，2～10年度堆積用築堤期間9年）とし，築堤費用は操業費ダム嵩上費で計上した。

建設費は次表の通りで，水回収設備の建設費は含まない。

Table H-3-15 Construction Cost of Tailing Dam

Processing ore (t/day)	in US\$		
	10,000 t	9,000 t	8,000 t
Years	2.5	2.5	2.5
Heavy Machine Equip.	1,672,000	1,283,000	1,585,000
Construction of Dam	713,000	518,000	667,000
Drainage Equip. Construction	1,701,000	1,629,000	1,593,000
Tailing Transportation Equipment	586,000	533,000	574,000
Road Construction	60,000	60,000	60,000
Total	4,732	4,023	4,479,000

第4章 ユーティリティ設備の計画

4-1 用水システムの計画

新選鉱工場立案にあたって、選鉱用水の確保は最重要課題の一つに挙げられるが、年平均降雨量500~600mm程度の乾燥地で、かつ河川の源流に位置する当地であれば、計画用水量32000m³/日の確保には著しい困難の伴うことが予想される。

当鉱山の現在の操業状態においては、既に一次報告書で指摘している通り、若干の用水不足を生じているが、用水計画の立案にあたっては、Centenario 地区でのさく井工事などの用水確保の努力を見込み、取水量と使用水量とは、新選鉱工場の操業に入るまでは現状のまま推移するものとする。操業後の計画用水量は、飲料水系統、採鉱用水系統は現状を維持するものとし、選鉱用水についてのみ以下に検討する。

4-1-1 取水施設の見直し

現在の水源地は、Sauta, Tomas-Ventilla, Ventilla, Catiri, Aguas-Mina, Banos-Uncia, Centenario, Maraca-Irpojo, Piscina-Cataviの9箇所であるが、取水量の増加が見込めるのは、水質、水量の点からSauta, Ventilla, Catiri, Centenario, の4ヶ所に過ぎず、以下4地点につき、水質、取水量増加、それに伴う設備の経済性について検討する。

1) Sauta

現在、取水は河床の集水渠によっており、主としてCatavi 地区の飲料水として供され、PH=8である。

しかし、ダム内堆砂量が多くて現在使用されていないSauta ダムの活用を、積極的に計るべきだと考える。また、現在は必要用水量1.2m³/min程度だけしか取水していないが、今次調査時(1982年7月15日)には5m³/min程度だけしか取水していないが、今次調査時(1982年7月15日)には5m³/min程度の水量がTranqueへ流失していたので、これを取水の対象としたい。

この水量は乾季末には更に減少すると考えられるので、平均70%をその取水可能量とすれば取水増加量は、

$$5 \text{ m}^3/\text{min} \times 24 \text{ h}/\text{H} \times 0.7 \approx 5,000 \text{ m}^3/\text{日}$$

となる。現在の送水設備は将来ともCatavi 地区飲料水用として残す計画なので、5,000 m³/日送水するには次の設備を新しく設ける必要がある。

- ① Sauta ダム上流に設置する砂防ダム。
- ② Sauta ダム~ポンプ場間の導水管。
- ③ ポンプ380kw 1台、予備 1台。

④ ポンプ場～新選鉱工場間配管 $\phi 250$ mm, $l = 11,000$ m

2) Ventilla

ここでは、Patino 時代にコンクリート製集水渠を埋めて取水していたようであるが、自然閉塞して使用不能につき、現在は100m程上流の河床を掘削して取水池を造り、表面水、伏流水を取水している。Rio Ventillaはこの地域では比較的流域も大きく(87.2km²)、表面水はともかく地下伏流水は可成りの量が賦存しているものと期待される。

一次報告書によれば、測定流量2721.6m³/日、取水量1,637.9m³/日であり、単純に見ればその差1,083.7m³/日が取水増加量であるが、上記取水池は河床のほんの一部しか占有していないため、現在流失している地下伏流の量に比べれば問題にならない程の量しか取水していない。

また、現在の取水地点における水質はPH=4程度の酸性水で、かつ鉄分が多量に浮遊した汚濁水である。これがPatino時代の集水渠を閉塞させた一因とも考えられるので、取水地点を上流に移す。

現在の取水地点から上流2km程度の地点では温泉水が湧き出しており、清水でしかもPH ≥ 7 である。従って、取水地は、Rio VentillaとRio Catiriとの合流点としたい。

雨量観測記録によれば、年平均降雨量は340mm程度であるが、その83%は12月から3月までのわずか4ヶ月しかない雨季に集中する。そして地形的には急峻・裸地・岩肌と流出係数が大きいため、降雨直後に殆ど流失してしまうと考えられ、4月から始まる乾季の蒸発量を考慮すれば、殆ど地下水は涵養されず表面流水も存在しないと予想されるのに反し、調査時(7月)においてすら、河川には表面水が存在していた。

この現象を説明するため次のような考えを試みる。

- ① 地下水涵養を殆どしないと考えられる岩盤層も、粘板岩、砂岩等の堆積岩が多く、間に若干の粘土層を挟み、かつ亀裂が発達しているため地下水を涵養するのではないか。
- ② 坑内水が多量に存在することから、Llallagua層にも或る程度の亀裂が発達するなどの地下水を涵養する素地があるのではないか。
- ③ ある程度の深さに涵養される地下水及びこれとは別に、表面近くに滞留している地下水も、役出時に凍結してしまうため、共に、蒸発の影響を受けにくいのではないか。事実、山地での日影部分では岩盤に氷がへばりついているのが各所で観察された。すなわち乾季は冬季でもあるので、岩の割れ目からの役出は、蒸発とは微妙な関係にあり、必ずしも直線的に比例する訳ではない。

以上により、降雨の期待できない乾季にも、若干表面水が河川に存在することが或程度説明される。

Journal of Hydrology Vol 53, No. 4 (P.P213~227, October 1981)には

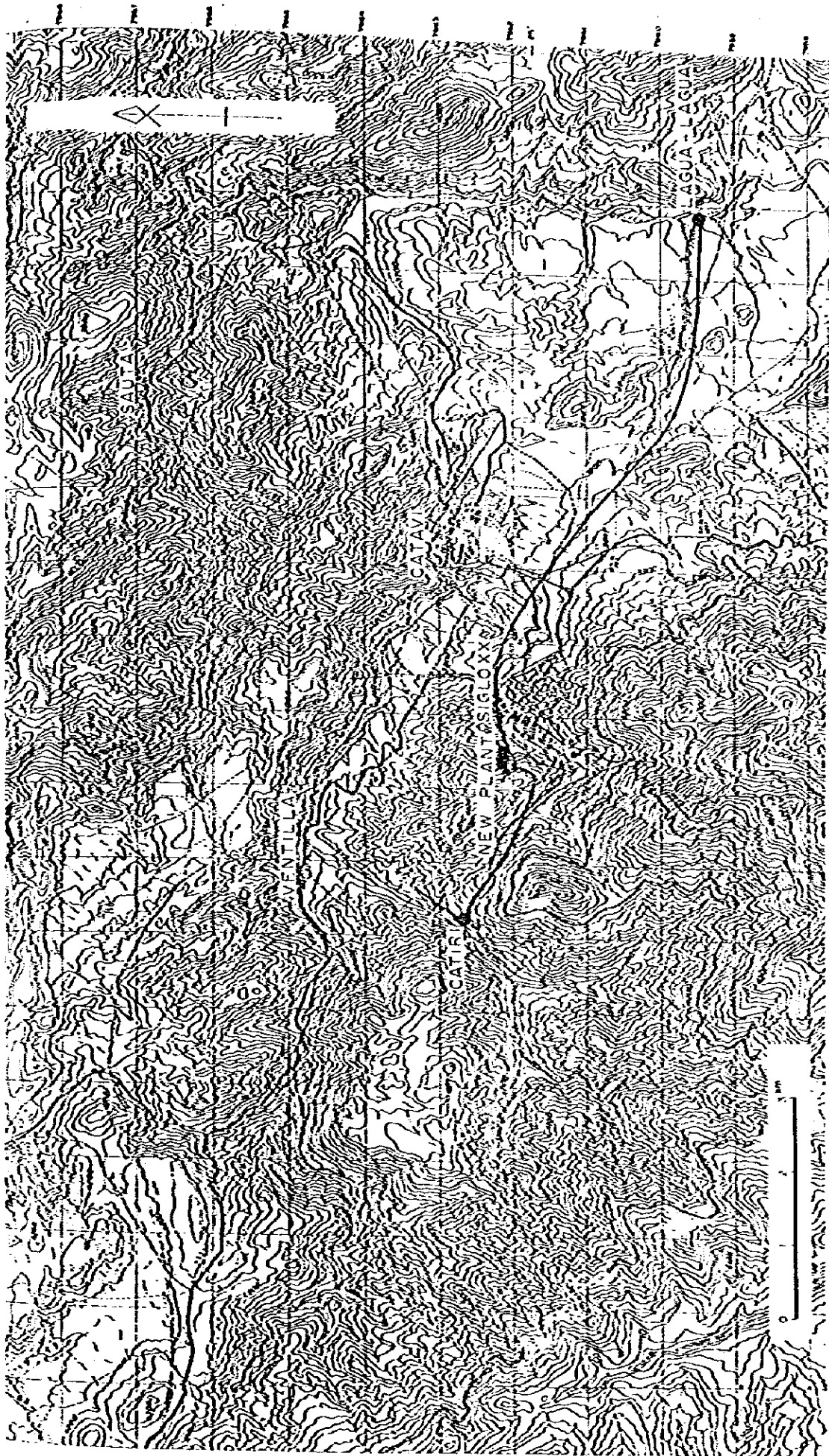


FIG. II-4-1 PIPING ROUTE OF WATER SUPPLY

ば、アメリカ合衆国 Idaho 州南西部の年間降水量約 250 mm の半乾燥地域における流域平均地下涵養率を、 4.6×10^{-4} cm/day 程度（透水係数 0.023 cm/day, 平均動水勾配 0.02 cm/day）と推定している。地質条件、降雨条件等が全然違う当地にそのまま適用できる訳でもないが、仮りにその程度の涵養率を有するものとするれば、Rio Ventilla の集水面積は 87.21 km² であり、このうち 3) で述べる Catiri 水系は 44.51 km² を占めるから、Rio Ventilla, Rio Catiri 合流点における集水面積は 42.7 km² であり、12月から3月までの雨季4ヶ月間は雨水が涵養され続けるとして、その地下涵養量は次のように求まる。

$$\begin{aligned} & 4.6 \times 10^{-4} \text{ cm/day} \times 4.440 \text{ m}^3/\text{日} \times 30 \text{ 日/月} \times 4 \text{ 月} \times 42.7 \times 10^{10} \text{ cm}^2 \\ & = 3394 \times 10^{13} \text{ cm} \\ & = 33941,000 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

一方、この涵養水の全量は取水できる訳ではなく、地下の空隙のうち実態水の通れる有効空隙率が問題となるのだが、それを今5%程度と仮定すれば、取水可能量は

$$33941,000 \times 0.05 = 1,697,000 \text{ m}^3$$

程度になる。取水量を 12,000 m³/日とすれば、

$$1,697,000 \div 12,000 = 140 \text{ 日} = 4.6 \text{ ヶ月}$$

となり、4.6ヶ月分の地下貯水量が確保されることになる。

雨季の4ヶ月間は、表面水量が豊富で、河床に設置した集水管で取水可能であり、乾季の前半4ヶ月間は、河床及び近傍の地下水並びに若干の表面水を取れば、乾季後半4ヶ月だけ前記涵養水を取ればよいことになり、連続取水が可能となる。

12,000 m³/日の取水量に対応する設備は次のようになる。

- | | | | |
|--------|-------|---------------------------------|-------------|
| ① 取水設備 | 集水管 | φ 2000 _{mm} 有孔コルゲートパイプ | ℓ = 20 m |
| | 透水シート | h = 4 m | ℓ = 100 m |
| | 集水ピット | 200 m ² | 1基 |
| ② 送水設備 | ポンプ | 350kw × 2台 | 予備 1台 |
| | 配管 | φ 350 | ℓ = 4,500 m |

取水方法は地下ダム形式を採用し、模式的に説明すれば次図のようである。

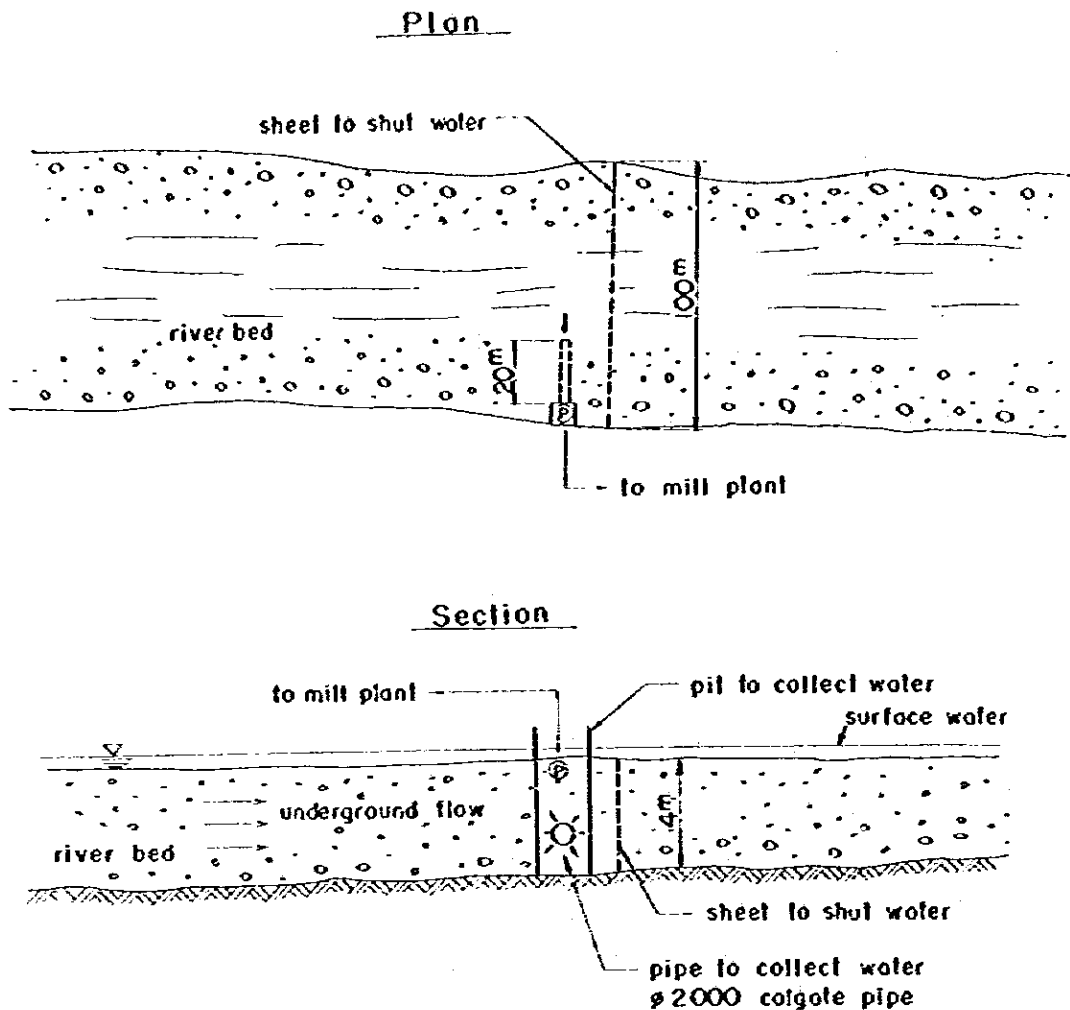


Fig. II - 4 - 2 Idealized Illustration of Taking Water

送水シートは強度を要せず、河床の透水係数を下げればその目的を達するから、若干の漏水は許容してよい。

3) Catirci

ここは容量2,500,000 m^3 のコンクリートアーチダムから6"パイプで直接取水している他に、上流約1.5km地点で取水環を設け、そこから8"パイプで導水している。これらはいずれもポンプ場のインタークタンクに入れられ、ポンプアップして工業用水及び飲料水として供されている。ここで注目すべきことは、上記の取水量がありながら、ダムは満水状態(調査時1982年7月15日)であることで、これはやはり取水の対象となろう。

現在の取水量は選鉱用水、生活用水、その他、併せて約1 m^3 /minであり、この取水量にして

ダムは満水状態で平衡を保っているから、その85%を取水可能であるとすると、取水増加量は、

$$2,500,000 \text{ m}^3 \times 0.85 = 2,125,000 \text{ m}^3$$

以上から取水可能日数を割り出すと

$$\text{取水可能日数} = 2,125,000 \div 20,000 = 106.25 \text{ 日}$$

新選鉱工場の操業日数は25日/月であるから、ほぼ4ヶ月分の取水量に相当する。

一方、当地においては、概略4月から11月までの8ヶ月間は乾季に相当し、そのうち5月から8月までの4ヶ月間は、降雨が殆ど期待できない。また、ダムへの流入水の減少すなわち、ダム上流の河川の渇水期のピークは、降雨の流出の関係で乾季のピークとは多少ずれるのが普通であると思われるが、7月現在表面流が存在するから、ダムへの流入が期待できないのは8月から11月までのほぼ4ヶ月程度と予想される。従ってダムの貯水量からすれば、この4ヶ月間は充分乗切れる勘定になる。

今、Catiriにおいて20,000 m³/日の取水をするとすれば、次の設備が必要となる。

- ① Catiriダム～ポンプ場間の導水管
- ② ポンプ 5 m³/min × 270 mH × 370 kW × 3台 予備 1台
- ③ ポンプ場～新選鉱工場間配管 φ450 × 3,000 m

現在の送水設備はポンプ、配管とも仕様の転用できないが、飲料用として使用されているためそのまま残す。

1) Centenario 及び Laguna-Lagua

Juan del Valle 山麓の街 Uncia の東側に発達したこの扇状地形は、直感的に地下水の賦存を期待させるものがあるが、現在は唯一本の深井戸により揚水しているだけで、いわば水源地としては未開の処女地と云っても過言ではないだろう。

この扇状地は Juan del Valle 峰等が氷河時代に浸食堆積されて形成された沖積層といわれており、東西7 km、南北5 km、深さ最大90 mの範囲に分布する。地質は主として粗大な砂礫層からなり、Centenarioの深井戸から観察される所では固く締っており、井戸自体も表掘であった。

井戸の深さは45 mで水面は地表下9 mに存在している。一方氷河の浸食作用は同時に Juan del Valle 峰の鈣化帯をも取り込んだため、この扇状地は錫の漂砂鈣床ともなっており、上層部は Veneros の鈣石採掘現場ともなっている。

COMIBOLでもこの地形に着目し、断面2 m × 2 m、深さ30 mの井戸を3本試掘する計画を進めており、今時調査時にはそのうち1本をさく井中で、地表面13 mで着水、2 l/sec程度の湧水量が確認されていた。計画では Rio Temporal を挟むような形で試掘するとの旨であるが、計画地の下流では断面5 m × 5 m、長さ200 m程のトレンチが掘られており、

地表下約3 mに 水面が存在していることから、先づは何れの場所をさく井しても水にあたることは確実であり、現在さく井中の井戸も計画通り30 m掘削した段階では、揚水中の井戸に匹敵する規模の揚水量が得られるものと想定される。

一方Rio Laguna-LaguaについてはCOMIBOL当局も特別の注意を払っており、Catavi地区の給水を賄うべく考案中ということである。

1981年8月の流量調査では、11.5 l/secの表面水量が確認されPH=7.8の値を得ている。表面水量はそれ程の量でもないが流域面積が150km²もあることは注目に値する。

この流域の降雨量は、蒸発等の損失を除き全量Tranqueへ注ぎ込み水力発電に供されている他は、酸性水(PH=3)のため利用されないままになっている。Tranqueは容量38,000,000m³の人造湖であるが、選鉱廃滓、第2 Kenko 湖溜水等の酸性水が長年にわたって流入してきたため、慢性的な酸性の貯水ダムとなっており、この地域では目視で確認できる唯一の豊富な水源地でありながら、充分利用できなかったことは残念である。しかし、上記の選鉱廃滓等の流れるのはRio Andavilqueだけであり、Rio Laguna-Laguaを比しRio Sautaは殆ど中性であるから、Tranque流入以前に取水できれば、酸性水を中和して取水するよりはるかに有利であることは衆目の一致するところだと思われる。

しかも、水量のある程度確認されつつあるCentenario地区だけでもその流域面積は60 km²もあり、地形的にこの地下伏流水は全量Rio Laguna-Laguaに注ぐ状態になっているため、Lagua-Laguaの地下水賦存量は相当規模のものと思われる。また、近傍の河川すなわちRio VentillaやRio Sautaと比べても、Rio Laguna-Laguaの河床形成物質は細砂分の多い砂河床であるのに対し、他の河川は殆ど玉石の砂礫床である。このことはRio Laguna-Laguaがある程度流域が広く河川長も長いため、河川送流物が流下するにつれて細粒化される度合いが大きいと考えられる。もっとも、Lago Tranqueに各々河川に注ぎ込むような現状であるが、TranqueはRio Laguna-Laguaを環止めたものであるから、もともとRio VentillaやRio Sautaはその支流であり当然の事ではある。それゆえ、河川勾配も他の河川の方が急であるし表面水量も多い。従って逆説的ではあるが、Rio Laguna-Laguaは流域が広いので、地下水の涵養が相当に行われ、地下水量の季節変動は近傍の他河川に比較すると格段に少ないものと予想される。その点からも、ここで地下水の取水は充分検討に値するものと思われる。

可能取水量についてはRio Ventillaと同様に仮定する。

$$1.6 \times 10^{-4} \text{ cm}^3/\text{cm}^2 \times 1,440 \text{ cm}^3/\text{日} \times 30 \text{ 日/月} \times 4 \text{ 月} \times 150 \times 10^{10} \text{ cm}^2 \times 0.05$$

$$= 5,9616 \times 10^{12} \text{ cm}^3 = 5,961,600 \text{ m}^3$$

取水量を12,000m³/日とすれば

$$5,961,600 \text{ m}^3 \div 12,000 \text{ m}^3/\text{日} = 496.8 \text{ 日}$$

となり、年間を通じて連続取水しても殆ど問題はない。

取水方法は、Rio Laguna-Lagua河床に集水渠を設け、左岸に集水、そこから新選鉱工場までポンプアップする。従って、設備は次のようになる。

集水渠	φ 200 ^{mm} コルゲートパイプ	ℓ = 20 m	
集水ピット	200 ^m	1基	
送水ポンプ	4.5 ^m ³ /min × 340 mH × 4.20 kW × 2台	予備	1台
送水配管	φ 350 ^{mm}	延長	8,500 m

4-1-2 取水地点の策定

4-1-1で述べた通り、Sautaは取水増加量が5,000^m³/日程度しか期待できない割に設備投資が大きい。Ventillaは新選鉱工場に比較的近いため工事費も割合安価に仕上がるが、水量確保の点から今一つ欠けるうらみがある。それゆえSautaとVentillaは対象外とし、CatiriとLagua-Laguaの二地点を取水地と決める。

Catiriは貯水ダムを有し、水量が確認できる上に選鉱工場への最短距離にあるため工事費も比較的安価に仕上がるので、ここで可能なだけ取水する。すなわち取水量を20,000^m³/日とする。

Lagua-Laguaは水量確保上やや問題があり、新選鉱工場にも遠いので取水量をできるだけ控え、12,000^m³/日とする。しかし、やや問題はあるとはいえCentenario地区に地下水が存在しているのは事実であり、賦存量だけが問題なのである。

今、この砂礫涵水層を約30^{kt}、平均深さ10 m、有効空隙率15%としても取水可能量は、

$$30 \times 10^3 \text{ m}^3 \times 10 \text{ m} \times 0.15 = 45,000,000 \text{ m}^3$$

と見積られ、実に

$$45,000,000 \text{ m}^3 \div 12,000 \text{ m}^3/\text{日} = 3,750 \text{ 日}$$

すなわち10年分に相当する量が賦存しているものと期待されるのである。従って4-1-1で述べたLagua-Laguaの地下水涵養率の推定による不確定な計算よりも数倍確実性が高い。Centenario地区はこのように可能性を秘めた所なので、是非共調査ボーリング等でその量を確認することが肝要と思われる。何分、本調査の目的は地下水調査では無かったので、本報告書では可能性を述べるにとどめ、別途調査を急ぐよう提案したい。

4-1-3 渇水期の対策

当地における年間平均降雨量540^{mm}のうち、約83%は雨季の4ヶ月に集中して降ることば4-1-1 2)で述べた。乾季8ヶ月のうち、4月、9月、10月、11月の4ヶ月は若干

降るものの（年間降雨量に対し16%）、5月から8月の4ヶ月は全く降雨が期待できない。（年間降雨量に対し1%）このように季節的に降雨0の期間が存在する上に、年間降雨量が500mmを切る場合も3年に1回の程度に起り、中には400mmさえ切る年もある。このような年には乾季が長びく傾向にあり、Catiriなどは所定の取水が不可能になると思われる。必妥新水の55%も取水する地点でそのような事態が発生することは、生産計画に多大な影響を及ぼすもので、取水の予備系列を備えるに越したことはない。そういう意味からVentilla水系に4-1-1-2)で述べたような取水設備を、操業期間のできるだけ早い時期に設けることを提案したい。

4-1-4 取水施設の運転体制

今まで述べたことをまとめれば次のようである。

Sauta, Catiri の飲料水系列はそのまま存続させる。

選鉱用水としては、Catiri 及びLagua-Lagua に新設備を配置する。

従って、ポンプ運転員は次のようになる。（1次報告書参照）

Sauta 系列 2×3交代=6人

Catiri 系列 3×3交代=9人

Lagua・Lagua 系列 1×3交代=3人

操業体制が整ったら飲料水系列は高所にヘッドタンクを設けるなどして、自然落下による配水を実施し、取水場以外はポンプ運転員をかかえないようにすることが望ましいと考える。

4-1-5 概算工事費の算定

取水設備建設工事金額を取水地別にまとめると次のようである。

Table II-4-1 Cost of Construction of Water Collecting Equipment (in 1,000 US\$)

	Pump	Piping	Electric Construction	Civil engineering construction	Total
Catiri			164	98	
Lagua-lagua			558	57	
Total	743	1,914	722	155	3,534

4-2 電源計画

4-2-1 基本的な考え方

Catavi 鉱山には容量50MVAの既設の変電所(132KV/66KV)があり、そのうち18MVAを鉱山、ポンプ、及び住宅等に供給している。従って、現在32MVAの余裕があるのでこれを新選鉱工場とこれに附帯する用水等の増加施設の電源に充当することとする。

なお、既設の水力発電所は廃止とし、非常用電源については採鉱部門は通気のみ、選鉱部門はツクナー関係のみであり、既設ディーゼル発電設備の容量がほぼ足りるのでこれを転用する。

4-2-2 新選鉱工場への送電

新選鉱工場の敷地内に設置する前記受電所(容量25MVA)に対し、上記主変電所の2次幹線(三相三線式66KV)から線路延長2.5kmの間架空送電線を新設する。その仕様は次のとおり。

送電方式	送電電圧	三相三線式66KV 50HZ/回線
送電容量		30MVA
送電線延長		2.5km
支持物の種類		山形鋼材鉄塔
鉄塔基類		11基(径間平均230m)
送電線導体		ACSR 160mm ²
架空地線		亜鉛めっき鋼より線55mm ²

4-2-3 取水ポンプ場への送電

前期取水施設の見直しにおいてポンプ設備の大増となるCatiri 及びLagua Laguaに対して、前者はSiglo XX変電所からCatiri ポンプ場まで既存の配電線(延長3km)の電線太さ15口を100口に張り替え、後者はVictoria 選鉱工場の変電所から11KV配電線6km長を新設することによって電気を供給する。

4-2-4 概算工事費の算定

66KV送電線	総額	404千ドル
変電設備	総額	1458千ドル
変電所外構	総額	127千ドル

(注) 見積条件は選鉱工場に同じ。

用水ポンプについては4-1-5を含む。

第5章 保全工場の計画

5-1 工作工場の運用の方向

Catavi 鉱山には、歴史的に工作課と電気課の大きかりな組織が構成されている。その総人員数は工作課370人、電気課180人の計550人である。従事する業務としては、坑内外の機械、電気設備の運転とその修理作業全般にわたるが、選鉱工場の設備の運転操作と日常の小修理作業に対しては選鉱課に所属する人員がSiglo XX, Victoria, Kenkoの3選鉱工場で計138人があり、従って、総数688人が設備関係の仕事に直接携わっていることとなる。

これら工務関係で直接運転を担当する対象設備の容量は以下次表のとおり。

Table II-5-1 Equipment that Maintenance Section Administers

Division	Equipment	Number	Capacity	Note
Mining	Compressor		1,430 KW	} Sum total = 11,000 KW
	Winch	13	550	
	Drainage pump	13	2,100	
	Fan	21	1,050	
	Water pump	5	50	
	Trolley (Direct current)	1	75	
	Total		7,555 KW	
Metallurgical	Inlet ice, others	13	1,440	}
	Water pump	23	2,020	
	Total		3,460 KW	
Electric power	Hydraulic generator	8	2,300	65 KV/10KV
	Diesel generator	5	2,000	
	Siglo XX substation		8,500	

工作工場内に備えられている機能は、木型、鋳型製作を含む鋳物工場、旋盤工場、溶接製缶工場、自動車修理、タイヤ修理、モーター巻替、ビット、さく岩機、整備等の鉱山における各種設備の整備、修理一切である。

こうした工場の各種の機能は、わが国においても相当規模の鉱山のほとんどがかかって保有していたシステムと全く同じとみなされる。それは鉱山業そのものが、一般の工業に先がけて企業活動を開始したこと、しかも、いわゆる都市型の産業と異なり、山間の辺地に所在して独立型の鉱山町を構成したことに由来する。

この基本的問題に対応するために、鉱山現場においては、新鉱床を求めて採鉱を継続し、幸じて相当規模の新鉱床を発見したならば、工務部門は、各種の開発、起業工事の遂行に従事することにより一時的に忙殺される。

選鉱工場の建設工事終了後においては、工務部門はその整備保全にたづさわる訳であるが、従前の諸設備が老朽化しているのに対して、新設備は耐摩耗、耐蝕等の対応策が十分折込されており、整備作業の量、頻度がかなり圧縮されるのが普通である。

従って、工務関係の従業員は当然過剰となるため、工務部門みづからの収支のバランスをとるための何らかの対応策が必要とされる。この対策については、一口にいつて鉱山そのものにすべてを託して収入をはかることから脱却して外部の収入源を開発するか、工務部門の員、転職等による支出の低減をはかることが提言される。

5-2 近代化後の設備保全

今回の近代化計画で我々は処理能力10,000 t/D程度の大規模選鉱工場の建設を提案している。

そこで、この項では新選鉱工場が完成した後のCatavi 鉱山を想定しその設備保全をどのように進めるかの参考として、日本におけるPM (Production maintenance = 生産保全)の進め方を述べる。

(1) PM制度の採用

設備保全をそれに最も適した方法で行おうとするのがPMである。生産するというのは安全によって生産の収益を増すことであり、又安全によって生産の損失を減らすことである。

勿論、安全だけで生産ができるのではない。生産は技術、安全、運転管理の各部門が足並みを合わせて協力し合うことによって始めて満足な生産ができる。

PMは少なくとも安全と運転を同調させるには役立つはずである。従って、近代化後の安全作業はPM制度によるのが最善であろう。安全によって収益を増やすことがPMの目的であるが、これを実現させるためには極めて綿密で、しかも合理的な方法を用いなければならないが、そのような完璧な方法はまだ十分に確立されているわけではない。しかし、PMをより完全なものにする努力は絶えず続けられている。

以下、日本において行われてきたPMの進め方について述べる。

(2) PMの準備

(a) 設備保全の現状を明らかにする。

将来の進歩を測定するための基準点を確立する。

(b) 重点設備を決める。

PM実施の収益が大きい設備を選び出す。

(c) 重点箇所を決める。

重点設備のそれぞれについてPM実施の収益の大きい箇所を選び出す。

(d) 最経済的な修理限界を決める。

設備の変化とそれが回復するための費用とをにらみ合わせて最経済的な修理限界を定める。

(e) 関係者の賛同を得る。

保全の現状と改善予測を説明して賛同を得る。

(f) 組織を作る。

PMの効果をあげるのに最も適した組織を作り、人員を配置する。

(g) 制度、手続きを決める

PMの効果をあげるのに最も適した制度、手続きを決める。

3) PMの実施

(a) 修理限界に達したことを発見する。

設備の検査を定期的に行い修理限界に達したことを見逃さぬようにする。

(b) 適正な修理をする。

要求を満足し、しかも最経済的な修理をする。

(c) 適切な改善をする。

設備の劣化、保全費用などを改善することにより更に収益を大きくするような改善をする。

(d) 適切な更新をする

設備の老朽化による修理限界の変化に注意し、適切な更新をする。

(e) 効果を確認する。

PMの実施により果たして所期の収益が得られたかを分析、検討してまずい点を改める。

PMで期待し得る収入は生産による収入である。これは生産が行われて始めて実現される収入である。どんなにPMがうまく行われ収入が増える筈だといっても、それを打消してしまふような欠陥が運転の方にあつては折角のPMが役に立たなくなる。従つて、PMと併行して運転の管理が行われなくてはならない。

以上、PMの概念、実施前の準備すべき事項をあげ簡単な説明を加えた。

日本においては、大略以上のような手順に従つてPM制を取り入れ大きな効果をあげているので参考とすべきである。

提 言

元来鉱山施設は各種の分野の工業を総合したものより成り立っている。従つて、鉱山の保全担当者も如何に努力しても機械・電気・土木・建築・応用化学・冶金・工業材料等の基幹となるべき工学部門全体のレベルが向上しなければ鉱山施設は向上しないし、施設の保全技術も向上しない。

従つて、Catavi 鉱山の保全担当者に過大な要望を課しても無理であるが、先進国の保全

技術を積極的に取り入れ出来るものから確実に実施することが大切だと思ひ。

特に我々の提案している大型選鉱工場の設備保全には耐磨耗ゴムライニング工場（理想的にはNew セラミック）を由元に持つことや、運転管理のうえからも設備保全のうえからし計装機器の充実及びその取扱い保守の技術を早急にマスターさせることが望しい。

調査団のみた範囲では、現地の作業員は手先は非常に器用で性格も従順な人が多いようなので、適切な教育訓練と管理労務を行なえば技術の修得は早いと思われる。

第 6 章 管理部門の計画

6-1 組 織

前年度の調査結果に基づき、ケーススタディとして新採鉱法、新選鉱工場の概念設計、並びに生産計画を立案したが、この計画に適應する管理部門の組織として下記のように計画した。

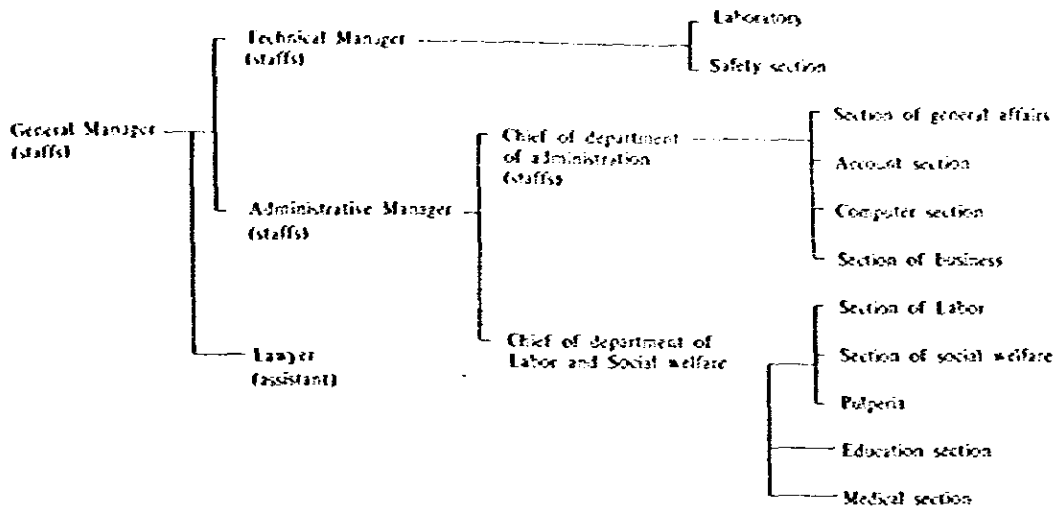


Fig. II-6-1 Organization

當、現地の事情に鑑み、労務、福利厚生部には配給品課以外に教育課、医務課を設け、更に管理部門の体制を強化するため技術副所長に対する事務部門担当副所長を置き、この下に 2 部を設け、管理部門の各課を配置させることとした。

次に、各課・室の職務分掌の概要を掲げる。

総務課 文書の受発信、無線通信、電話交換所、資料室、来客用クラブ、の運営管理。

鉱業権、土地、地上権、水利用権、有形固定資産、の管理。所内清掃、警備。

地域社会との諸関係。

経理課 会計、出納、原価計算、予決算。

コンピューター課 賃金計算、資材配給品受払計算、原価計算、鉱量計算、その他計算。

美術課 資材倉庫（購買・受払・保管）印刷所の運営管理、鉱石受渡、鉱石、

	資材，配給品の輸送，車輛運行の管理。積貯積込。
労 務 課	従業員の採用，退職手続，個別諸記録整理，賃金計算資料の作成整理， 労組関係の諸記録整理。
福 利 厚 生 課	社宅，福利厚生クラブ，諸運動施設，映画館の運営，保全管理，光熱 生活用水運用管理。 社会意識向上，衛生対策立案実施。
配 給 品 課	配給品倉庫（購買，受払，保管）配給所，パン工場，肉処理所，生鮮 食品所，の運営管理。
教 育 課	教育方針の設定，教育の採用等管理。 特殊学級の運営，教育機材の購買，受払，保管。 各学校の総合管理，運営の管理。
医 務 課	保健方針の設定，保健予防対策立案実施。 医療器具，薬品の購買，受払管理。 医師，看護婦の採用等管理。 病院，診療所の総合管理，運営の管理。 看護婦養成所の運営管理。

6-2 人員計画

前項の組織に対応する人員計画として，下記のように人員を配置した。

Table II-6-1 List of Personnel of Administration department

	Salaried Worker	Day Labour	Total
Leading members	6 per	— per	6 per
General manager, Technical and Administrative manager and staffs	18	—	18
General affair section	21	38	59
Account section	11	1	12
Computer section	8	1	9
Section of Business	26	46	72
Section of Labour	16	6	22
Section of Social Welfare	12	20	32
Pulperia	29	12	41
Education section	80	17	97
Medical section	50	18	68
Total	277 per	159 per	436 per

6-3 建設費

本プロジェクトは現在稼働している鉱山についてケーススタディを行うという基本構想より出発しており、通常の未稼行鉱床を新規に開発するためのプロジェクトとは大分その趣を異にしている。管理部門に於ては従来の施設を出来る限り活用することとして、本部門の建設計画は立案しなかった。しかし、前項で述べたように組織を改変するため、これに伴い若干の事務所関係の改修を行う必要があり、この改修費を計上した。又、前述の諸計画では生産現場のすべてが Siglo XX 地区に集まるが、管理部門の大部分は Catavi 地区に残ることとなるため、生産現場と管理部門の連絡を確保する必要から、車輛の増加などでコミュニケーションシステムを強化することとし、下記の金額を管理部門の建設費として計上した。(建設費の明細は appendix 管理部門の内訳参照のこと)

(1) 車 輛 類	15台×12,000ドル(平均)	180,000ドル
(2) 事務機器類		175,000
} 通信機器類		
(3) 事務所改修工事		100,000
計		455,000

第7章 本計画の経済性

7-1 経済性についての検討

1979年以前では税金支払前で黒字を計上していたが、1980年を境として以後赤字が続き、1981年、1982年と2年間は、年間約1,500万ドルの赤字を計上するに至っている。

本計画は施設の近代化を行って生産現場の集約とその規模の拡大とによるメリットを可能な限り生かして収益を得ることを前提として収支計算の算定を行った。

即ち、従来の粗鉱処理5,000 t/日の生産体制から大幅に処理量を増加した10,000 t/日、9,000 t/日、8,000 t/日の生産体制をしることを前提として算定された。

収支計算を実施した結果はTable II-7-4 収支計算表に示す通りで税引前10,000 t/日処理では年間640万ドル、9,000 t/日処理では760万ドル、8,000 t/日処理では560万ドルの年間平均収益をあげることが出来、現状より年間略2,100万ドルの収益の改善を計ることが出来る。又、粗鉱トン当りの収益は10,000 t/日、9,000 t/日、8,000 t/日で各々2,123ドル、2,799ドル、2,335ドルである。(但し建値は6ドル/ポンドで計算)基本的構想である設備の集約化、生産量の増大、廃滓の活用と生産管理面の近代化により収支尻で略粗鉱トン当り12ドル程度の改善が出来ると算定された。以下採算限界品位、採算限界建値などについて言及する。

① 採算限界品位

Fig. II-7-1 に示すように本計画に於て計上した操業費によれば建値6ドル/ポンドの場合、錫品位にして10,000 t生産についてはSn 0.28%が採算限界品位となる。操業費粗鉱トン当り1ドルの増加は限界品位0.01%上がることとなる。

② 採算限界建値

本プロジェクトの出鉱品位、操業費から採算限界建値をFig. II-7-1 を用いて算定すれば10,000 t生産については5.29ドル/ポンドとなる。この際、操業費が粗鉱トン当り1ドル上昇した場合、限界建値は0.37ドル/ポンドアップすることとなる。

③ 建設費と減価償却費

建設費総額が10%増加した場合は10,000 t生産については減価償却費粗鉱トン当り0.137ドルの増加となる。すべて借入金によって賄い、10ヶ年元本均等返済として算定かつ、運転資金として操業費の6ヶ月分の借入を含めた際の金利率1%の増加は粗鉱トン当りの減価償却費として0.287ドルの増加となる。

7-2 DCF計算

Table. B-7-4の収支計算表に基づき、建値6.0ドル/ポンド、金利6%とし、又、収支計算では算定しなかった税金を法人税相当として税率30%その他の税金相当として税率5%、計35%の税率を利益課税としてDCF計算を行った。この結果はTable. B-7-1~3に示す通りであるが内部収益率は10,000t/日処理の場合10.50%、9,000t/日処理については10.79%、8,000t/日処理の場合に9.95%となり各々10%前後の内部収益率となった。感度分析を行った結果、10,000t/日処理の場合収入10%増加については内部収益率は10.50%より13.26%となる。操業費建設費の増加はいずれも内部収益率を低下し、10,000t/日処理の際は操業費10%の増加について内部収益率は1.6%低下し、9.31%となる。このように収入増、建値の上昇、品位の向上などは内部収益率を顕的に向上させる。これは即ち諺にいう「一に鉱況二に市況、三因がなくて五が技術」という鉱山業の一般性を表わしている。

7-3 収支計算

7-3-1 収入計算

収入計算は、本プロジェクトで生産される高品位精鉱を全量、従来同様、製鉄会社のピント製鉄所(オルロー市)に売却することで算定し、売鉱条件なども、現行の条件を選んでいる。

又、生産低品位精鉱は、全量、建設が予定されているCOMIBOLのマチャカマルカ、ボラティリゼーション工場に社内売却することで算定し、その売鉱条件は、COMIBOLが現在採用している、類似のバルカ、ボラティリゼーション工場における社内取引条件を選用了。

従って、販売費の算定も、上記に見合うもので行った。尚、建値は、一応6ドル/ポンドを基準にとった結果、別計算書により、下記の如くになった。

	(1日当り)	(1年当り)	(元鉱1当り)
(A) 10,000t/日処理場合(1~7年)	1948千ドル	58,443千ドル	19.48千ドル
・ (8~10年)	1367	41,007	13.67
(B) 9,000t/日	1692	50,779	18.81
(C) 8,000t/日	1528	45,842	19.10

参考までに、10,000t処理の場合をもって、元鉱品位別に建値1ドル/ポンド増減のとき、1t当り収入は下記の如く増減する。

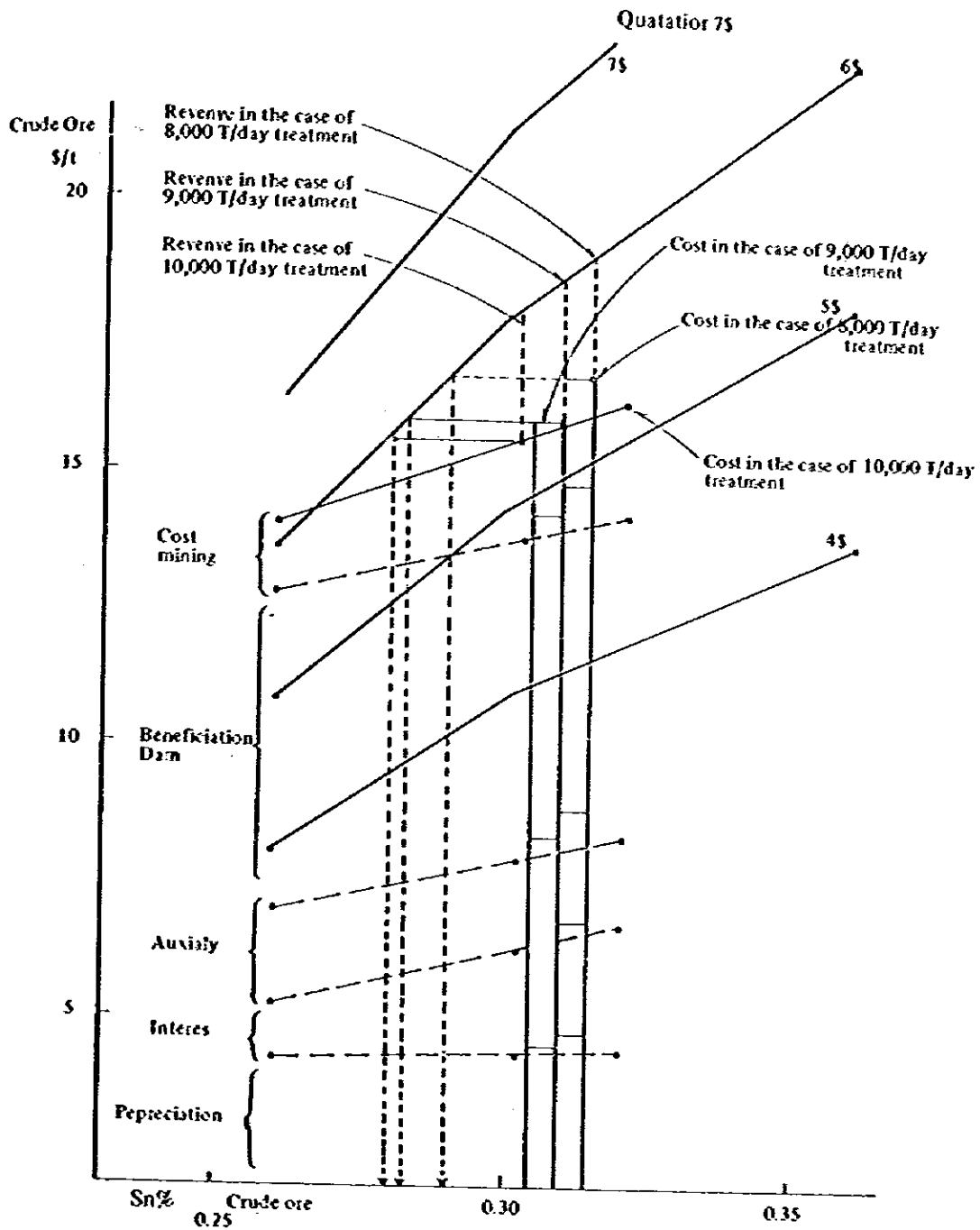


Fig. II-7-1 Net Income for Ton of Crude Ore by Grades Quotation and Cost

Table II-7-1 Profit/Loss Forecast and DCF Calculation
(10,000 T/Day)

Year	1,000 U.S.\$													
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	Accum.
Processed Ore (1000T)	0	0	0	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	30,000
Sn-Conc H. (T)	0	0	0	10,557	10,557	10,557	10,557	10,557	10,557	10,557	8,310	8,310	8,310	98,830
Sn-Conc L. (T)	0	0	0	11,700	11,700	11,700	11,700	11,700	11,700	11,700	13,950	13,950	13,950	123,750
Net Revenue	0	0	0	58,431	58,431	58,431	58,431	58,431	58,431	58,431	41,007	41,007	41,007	532,040
Operating Cost	0	0	0	28,804	28,804	28,804	28,804	28,804	28,804	28,804	26,098	26,098	26,098	279,922
Operating Profit	0	0	0	29,627	29,627	29,627	29,627	29,627	29,627	29,627	14,909	14,909	14,909	252,119
(-) Depreciation	0	0	0	12,478	12,478	12,478	12,478	12,478	12,478	12,478	12,478	12,478	12,478	124,775
(-) Interest (6.00%)	0	3,075	5,375	7,487	7,225	6,089	4,909	3,683	2,410	1,086	0	0	0	32,889
Profit Before Tax	0	0	0	9,663	9,925	11,060	12,240	13,466	14,740	16,064	2,432	2,432	2,432	94,454
(-) Income Tax (35.00%)	0	0	0	3,382	3,474	3,871	4,284	4,713	5,159	5,622	851	851	851	53,059
Profit After Tax	0	0	0	6,281	6,451	7,187	7,956	8,753	9,581	10,441	1,581	1,581	1,581	61,395
(-) Initial Investment	51,258	35,251	29,816	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	116,325
(-) Working Capital Change	0	0	0	14,402	0	0	0	0	0	0	-1,353	0	0	0
(+) Primary Bank Loans	51,258	38,326	35,191	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	124,776
(-) Loan Repayment	0	0	0	4,357	18,929	19,667	20,434	21,231	22,059	18,100	0	0	0	124,776
Surplus	0	0	0	120,419	101,490	81,823	61,390	40,159	18,100	0	0	0	0	0
Debt Outstanding	51,258	89,584	124,776	120,419	101,490	81,823	61,390	40,159	18,100	0	0	0	0	0
Before Interest														
Rate of Return 10.50%														
Net Cash Flow	-51,258	-35,251	-29,816	11,843	26,154	25,756	25,343	24,914	24,468	24,005	15,411	14,058	27,107	102,735
Discounted Cash Flow	-51,258	-31,901	-24,618	8,777	17,841	15,633	13,920	12,384	11,007	9,772	5,677	4,687	8,178	0

Table II-7-2 Profit/Loss Forecast and DCF Calculation
(9,000 T/Day)

Year	Unit: 1,000 U.S.\$													
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	Accum.
Processed Ore (1000 T)	0	0	0	2,700	2,700	2,700	2,700	2,700	2,700	2,700	2,700	2,700	2,700	27,000
Sh-Conc H. (T)	0	0	0	9,174	9,174	9,174	9,174	9,174	9,174	9,174	9,174	9,174	9,174	91,740
Sh-Conc L. (T)	0	0	0	10,170	10,170	10,170	10,170	10,170	10,170	10,170	10,170	10,170	10,170	101,700
Net Revenue	0	0	0	50,773	50,773	50,773	50,773	50,773	50,773	50,773	50,773	50,773	50,773	507,728
(-) Operating Cost	0	0	0	25,670	25,670	25,670	25,670	25,670	25,670	25,670	25,670	25,670	25,670	256,699
Operating Profit	0	0	0	25,103	25,103	25,103	25,103	25,103	25,103	25,103	25,103	25,103	25,103	251,028
(-) Depreciation	0	0	0	11,595	11,595	11,595	11,595	11,595	11,595	11,595	11,595	11,595	11,595	115,953
(-) Interest (6.00%)	0	2,462	4,998	6,957	6,776	5,818	4,822	3,788	2,713	1,596	436	0	0	32,906
Profit Before Tax	0	0	0	6,550	6,732	7,690	8,685	9,720	10,795	11,911	13,072	13,508	13,508	102,170
(-) Income Tax (35.00%)	0	0	0	2,293	2,356	2,691	3,040	3,042	3,778	4,169	4,575	4,728	4,728	35,789
Profit After Tax	0	0	0	4,258	4,375	4,998	5,646	6,318	7,017	7,742	8,497	8,780	8,780	66,410
(-) Initial Investment	47,706	32,739	27,647	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	108,092
(-) Working Capital Change	0	0	0	12,835	0	0	0	0	0	0	0	0	-12,835	0
(+) Primary Bank Loans	47,706	35,601	32,645	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	115,953
(-) Loan Repayment	0	0	0	3,018	18,971	16,894	17,241	17,913	18,612	19,338	77,267	0	0	115,953
Surplus	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	12,825	20,375	33,210	66,410
Debt Outstanding	47,706	80,307	115,953	112,935	96,964	80,370	63,129	45,216	26,604	7,267	0	0	0	0
Before Interest														
Rate of Return 10.79%														
Net Cash Flow	-47,706	-32,739	-27,647	9,975	22,747	22,411	22,063	21,701	21,325	20,934	20,528	20,375	33,210	107,177
Discounted Cash Flow	-47,706	-29,551	-22,524	7,335	15,098	13,427	11,931	10,592	9,305	8,324	7,368	6,601	9,711	1

Table II-7-3 Profit/Loss Forecast and DCF Calculation
(8,000 T/Day)

Year	1,000 U.S.\$													
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	Accum.
Processed Ore (1000 T)	0	0	0	2,400	2,400	2,400	2,400	2,400	2,400	2,400	2,400	2,400	2,400	24,000
Sn-Conc H. (T)	0	0	0	8,283	8,283	8,283	8,283	8,283	8,283	8,283	8,283	8,283	8,283	82,830
Sn-Conc L. (T)	0	0	0	9,183	9,183	9,183	9,183	9,183	9,183	9,183	9,183	9,183	9,183	91,830
Net Revenue	0	0	0	45,842	45,842	45,842	45,842	45,842	45,842	45,842	45,842	45,842	45,842	458,423
(-) Operation Cost	0	0	0	23,744	23,744	23,744	23,744	23,744	23,744	23,744	23,744	23,744	23,744	237,440
Operating Profit	0	0	0	22,098	22,098	22,098	22,098	22,098	22,098	22,098	22,098	22,098	22,098	220,983
(-) Depreciation	0	0	0	10,914	10,914	10,914	10,914	10,914	10,914	10,914	10,914	10,914	10,914	109,140
(-) Interest (6.00%)	0	2,692	4,704	6,448	6,425	5,585	4,711	3,804	2,861	1,882	864	0	0	32,682
Profit Before Tax	0	0	0	4,636	4,759	5,600	6,473	7,380	8,323	9,302	10,320	11,184	11,184	79,162
(-) Income Tax (35.00%)	0	0	0	1,623	1,666	1,960	2,266	2,583	2,913	3,256	3,612	3,915	3,915	27,707
Profit After Tax	0	0	0	3,013	3,093	3,640	4,207	4,797	5,410	6,046	6,708	7,270	7,270	51,455
(-) Initial Investment	44,870	30,841	26,033	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
(-) Working Capital Change	0	0	0	11,872	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
(+) Primary Bank Loan	44,870	33,533	30,737	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	109,140
(-) Loan Repayment	0	0	0	2,055	14,008	14,554	15,121	15,711	16,324	16,961	17,607	18,270	18,945	109,140
Surplus	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3,215	18,184	30,056	51,455
Debt Outstanding	44,870	78,403	109,140	107,085	93,077	78,524	63,402	47,691	31,367	14,407	0	0	0	0
Before Interest														
Rated Return 9.95%														
Net Cash Flow	-44,870	-30,841	-26,033	8,604	20,433	20,138	19,833	19,515	19,185	18,843	18,486	18,184	30,056	91,533
Discounted Cash Flow	-44,870	-28,050	-21,534	6,473	13,981	12,552	11,225	10,006	8,982	8,023	7,159	6,405	9,628	0

