

第3章 選鉱試験

3-1 調査量及び調査方法

ヤンキル地域のラカー、ハイル・アス・サフィル、ビシャーラの各鉱床からのボーリングコアを対象として、金・銅の効率的採取方法、選鉱方法の確立を目的に2年度にわたり選鉱試験を実施した。選鉱試験の作業フローシートを Fig.Ⅲ-3-1 に示す。

3-1-1 調査量

Table Ⅲ-3-1 に試料用ボーリング数量を、Table Ⅲ-3-2 に選鉱試験の数量を示す。

3-1-2 調査方法

第1年次は、過去に実施した試験の最適条件に基づき、実収率向上を目的として次の基礎試験を実施した。

(1) 硫化鉱浮選試験

採取した鉱石4試料についてそれぞれ浮遊選鉱試験を行う。試験はラボスケールで行い、選鉱フローは OMCO が 1994 年に実施したストレート浮遊試験及び MMAJ が 1997 年に実施したフォローアップ調査の結果で得られているスカルプ総合優先浮遊選鉱試験の最適回収条件に基づき、黄銅鉱精鉱、黄鉄鉱精鉱及び尾鉱を回収する。

また、元鉱、ミドリリング及び産物について化学分析ならびに研磨薄片の作成・鑑定を行い、選鉱過程における銅及び金の挙動について明らかにするとともに、以下の検討も行う。

- 1) 各工程における最適条件
 - イ) 粉碎粒度
 - ロ) 浮選剤
 - ハ) 浮選時間
 - ニ) 精選段数
- 2) 適性な選鉱処理系統
- 3) 選鉱設備の設計に関する留意事項

(2) リーチング試験

前項の浮遊選鉱により生産された黄鉄鉱精鉱について、ラボスケールでの攪拌シアンリーチング試験及び焙焼法を組み合わせた攪拌シアンリーチング試験を実施することにより、以下の検討を行う。

- 1) 金のリーチングのための最適条件
 - イ) 粉碎粒度
 - ロ) シアン濃度
 - ハ) 追加試薬
 - ニ) 酸素注入

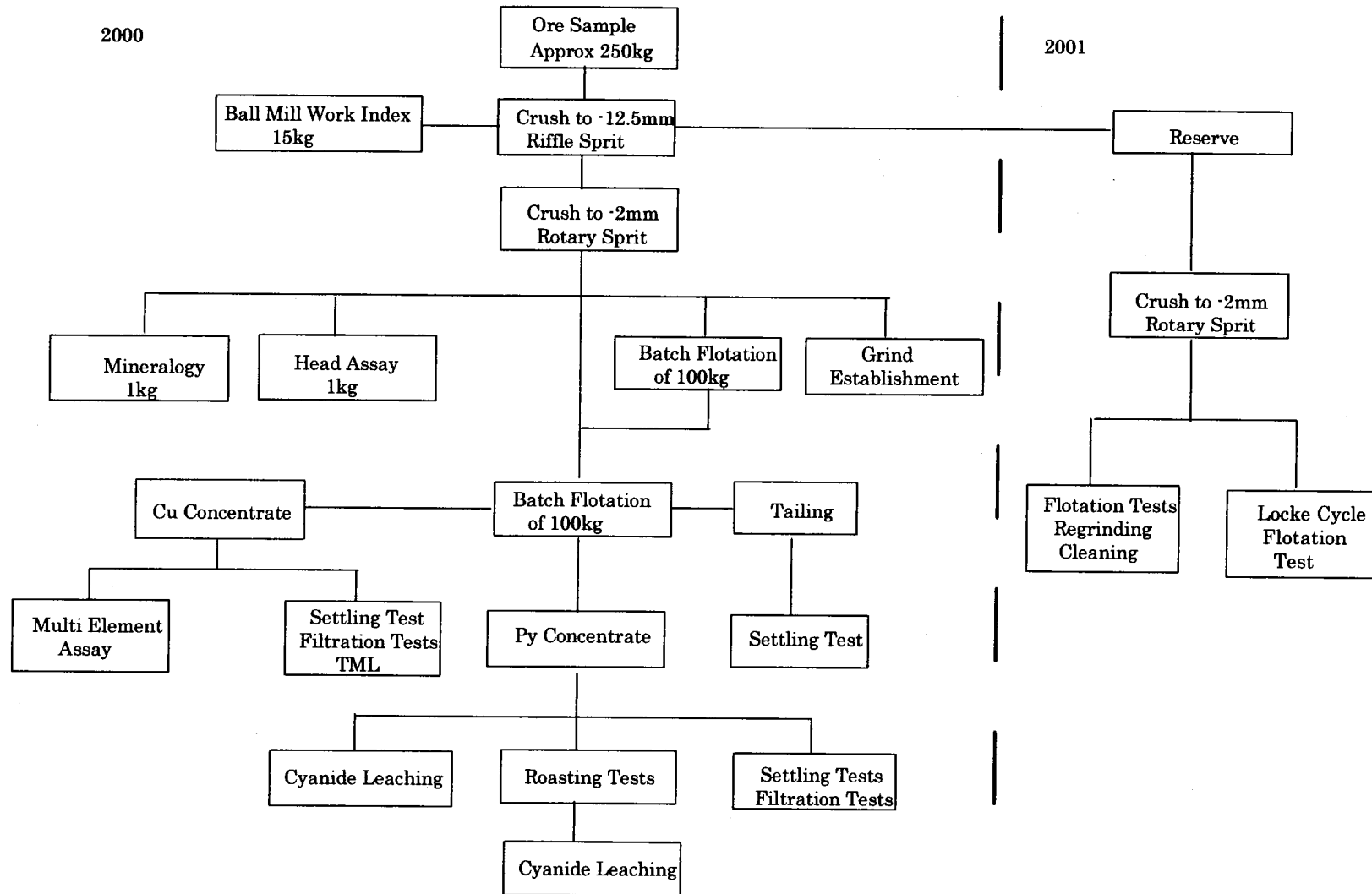


Fig. III-3-1 Metallurgical test program flowsheet

Table III-3-1 Content and amount of the survey

Area	No.	Length	Inclination	Direcion
Yanqul Area	MJOY-P1	125.65m	-90°	
	MJOY-P2	125.80m	-90°	
	MJOY-P3	125.65m	-75°	W
	MJOY-P4	137.55m	-90°	
	MJOY-P5	126.00m	-90°	
Grand total of length		640.65m		

Table III-3-2 Content and amount of metallurgical test

Test Item	Details	Amount
1. Sampling	Drilling, core logging and core sampling	Number of Samples: 4 (massive ore of Rakah, stockwork ore of Rakah, stockwork ore of Hayl as Safil, breccia ore of Bishara) Total weight of samples: 1,000kg
2. Sample preparation	Weighting, crushing and blending	4 sets of ore samples, 1,000kg in total
3. Characreristics of feed ore	Chemical analysis (Cu, Au, Ag, Pb, Zn, Fe, As, Sb, S, S ² , Bi, Cd, Co, Cs, Ga, In, Mo, Ni, Rb, Se, Te, Th, Tl, U, Y)	4 samples × 25 elements
	Mineralogical test for gold	4 samples
	Measurement of work index for ball mill	4 samples
4. Flotation	To produce concentrates, middlings, and tailing by establishment of process flow through each batch test of roughing and cleaning.	23 tests (17 batch rougher flotation tests and 6 batch cleaner flotation tests)
	Chemical analysis of rugher, cleaner and tailing (Cu, Au, Ag, Fe, S,)	Rakah stockwork ore: 57 products, Hayl as Safil stockwork ore: 22 products, Rakah massive ore: 24 products: Bishara breccia ore: 27 products Total: 130 products × 5 elements
	Chemical analysis of flotation concentrates (As, Ba, Ce, Cd, Co, La, Mo, Nb, Sn, Sr, Ta, V, Y, Zr, Al ₂ O ₃ , CaO, Fe ₂ O ₃ , K ₂ O, MgO, MnO, Ma ₂ O, P ₂ O ₅ , SiO ₂ , TiO ₂ , Hg, F)	3 products × 26 elements
	Mineralogical test for flotation products	12 products
	Settling and filtering tests	each 1 set for 4 samples
5. Leaching	Sample preparation (pyrite concentrate)	Pyrite concentrate obtained from 2 samples (Rakah massive ore and Bishara breccia ore)
	Leaching tests	2 kinds (original , regrinding) × 2 samples
	Leaching tests after roasting	3 temperature conditions × 2 samples
	Chemical analysis (Au, Ag)	2 elements × 7 kinds (1 feed, 1 residue, 4 activated carbon, 1 leached liquid) × 2 times

2) 適性な選鉱処理系統

3) 選鉱設備の設計に関する留意事項

(3) 銅精鉱品位向上試験

第1年次は、精選試験条件が十分探求されなかったため、第2年次は再摩粒度の最適化を中心に精選試験をバッチ方式で実施した。

(4) ロックドサイクル試験

第2年次では、ロックドサイクル試験を実施した。混合試料各1kgを原鉱とし、粗選・精掃精鉱を20 μ mに再摩後精選を3回行って銅精鉱を採取した。その際第1精選尾鉱は尾鉱としたが、第2、第3精選尾鉱及び用水は次段に繰返し6段のロックドサイクル試験を行った。Fig.III-3-2にロックドサイクル試験のフローを示す。

3-2 試験試料の採取

試験試料を採取するために、ビシャーラ、ラカー及びハイル・アス・サフィールの3鉱体を対象としてボーリング掘削を実施した。掘削位置は既存資料に基づいて、Fig.II-2-2に示すように選定した。試験に使用した試料の概要はTable III-3-3に示す通りである

Table III-3-3 Samples used for metallurgical tests

Body Name	Type of Ore	Sampling Source	
		Drill Hole No.	Sampling Depth
Rakah Body	Massive sulphide ore	MJOY-P1	0m to -7.30m
Rakah Body	Stockwork ore	MJOY-P2	-13.40m to -31.35m -32.90m to -43.60m -63.15m to -122.10m
Hayl as Safil	Stockwork ore	MJOY-P3	-49.65m to -118.25m
Bishra Body	Breccia ore	MJOY-P5	-45.70m to -68.65m -69.75m to -93.60m

3-3 選鉱試験結果

3-3-1 原鉱分析

一連の原鉱成分分析を実施するために、各試料について1kgを使用した。原鉱の分析結果はAppendix 1Aに示したが、ここでは主要成分についての分析結果をTable III-3-4に示す。

Table III-3-4 Head assays of major elements

Body name and Type of ore	Rakah Body Stockwork	Hayl as Safil B. Stockwork	Rakah Body Massive	Bishara B. Breccia
Cu (%)	1.15	0.915	1.82	1.45
Au (g/t)	0.45	0.16	3.78	1.06
S in total (%)	3.35	7.40	39.0	28.3
S in sulphide (%)	3.30	7.40	38.8	28.1

ストックワーク鉱は2試料とも金の含有量は低かったが、ラカー鉱体の塊状鉱とビシャーラ鉱体の角礫状鉱は金品位が高かった。後者は銅についてもストックワーク鉱より高品位を示した。

全硫黄分と硫化物の硫黄分がほぼ等しいことは、全試料に硫黄含有鉱物が、一次鉱物の形で産出していることを示している。

3-3-2 金の鉱物特性

各鉱物試料については、金鉱物の所在を特定し、各試料の鉱物特性に関する一般情報を得る目的で鉱物試験を実施した。試験に先立ち、試料を典型的な浮選原鉱を代表するように $-75\mu\text{m}80\%$ に粉碎した。

各試料についての金の鉱物分布の概要を Table III-3-5 に示す。

Table III-3-5 Occurrence of gold minerals

Body name and Type of ore	Rakah Body Stockwork	Hayl as Safil B. Stockwork	Rakah Body Massive	Bishara B. Breccia
Liberated native gold	15	20	3	4
Locked in sulphides	46	37	57	60
Locked in silicates	12	17	4	4
Undifferentiated $-20\mu\text{m}$	27	27	36	33

全試料について主要硫化鉱物は、黄鉄鉱と黄銅鉱であった。ラカー鉱体の塊状鉱試料には単体粒子として存在する輝銅鉱が相当多量に含有されていた。それに対し、黄銅鉱は黄鉄鉱との連晶として産出することが多い。ラカー鉱体の塊状鉱試料には、未特定鉱物の黄鉄鉱との連晶が認められたが、おそらく別の銅鉱物と考えられる。

3-3-3 ボールミル仕事指数

$-75\mu\text{m}$ 約 80%の産物を得るのに $106\mu\text{m}$ のスクリーンを使用するボンドの標準法を採用し、各鉱物試料のボールミル仕事指数を測定した。結果の詳細を Appendix 1B に示しているが、Table III-3-6 にボールミル仕事指数の概要を示す。

Table III-3-6 Ball mill work index

	Rakah Body Stockwork	Hayl as Safil B. Stockwork	Rakah Body Massive	Bishara Body Breccia
Feed 80% Passing, μm	2,415	2,167	2,214	2,405
Product 80% Passing, μm	82	84	85	80
Work Index, kWh/tonne	19.1	16.2	14.2	15.5

ラカー鉱体のストックワーク鉱は、 19.1kWh/t の最大粉碎仕事指数を記録したが、他の試料は、

14～16 k Wh/t の値を示した。

3-3-4 浮選試験

(1) 粉碎粒度の確定

各鉱種から 1kg ずつを幾つかに分けて取り、回分式ロッドミルにより 60%の濃度で異なった時間粉碎した上、その産物をふるい分けて粒度分布を測定した。各産物の 80%通過粒度をミルの回転数に対してプロットして粉碎粒度の確定曲線を作成した。これから目標の P₈₀ サイズを求めるのに必要なミルの回転数を内挿法で得ることができる。

回分浮選試験の一次摩鉱粒度 P₈₀=70 μm が選定されたが、一部の試験については P₈₀=90 μm を使用した。これらの粉碎を実施するのに必要なミルの回転数を Table III-3-7 にまとめた。

Table III-3-7 Grind requirements

	Rakah Body Stockwork	Hayl as Safil B. Stockwork	Rakah Body Massive	Bishara Body Breccia
Mill revolutions for P80 70 μm	1,240	1,270	980	1,200
Mill revolutions for P80 90 μm	1,060	980	760	1,010

(2) 回分浮選試験

ミル給鉱の 70%はストックワーク鉱で構成されることが予想されるため、試験作業の取り掛かりは、まずラカー鉱体のストックワーク鉱に焦点を絞ることとした。他の三つの試料に対しては、後に続くエンジニアリング部門による予備プロセス設計の作業を簡単にするため、ラカー鉱体のストックワーク鉱のフローシートからの変更をできるだけ小さくすることに狙いを定めた。

過去に実施された選鉱試験(Minproc, 1994)の結果を今回最初の浮選条件を決めるために参照した。この試験で使用された捕集剤はイソプロピルザンセート・ナトリウム(SIPX)とミネレック(Minerec)2030 であったので、今回の試験計画でも同じ捕集剤を継続使用した。

(3) ラカー鉱体のストックワーク鉱

(3)-1 粗選試験

浮選条件、結果及び粗選精鉱品位－実収率曲線を Appendix 1C に示す。

試験番号 FL01-3 は、ラカー鉱体のストックワーク鉱について最初に行った試験である。

試験番号 FL01 では、1994 年の試験作業の最良条件に黄鉄鉱浮選段階を付け加えたものを適用した。続いて原鉱の分析値が明らかとなり、試験中には黄鉄鉱が殆ど無いことが示された。FL02 及び FL03 は、pH を FL02 で 9.5、FL03 で 11 に変更した以外 FL01 と同一条件であった。

この試験の中で最良の結果は、FL02 で粗選 1-3 段の精鉱合計で品位 11.0%Cu、実収率 95.6% で銅が回収された。浮選時間は僅か 3 分で、連続商用規模に換算すると 6～8 分に相当する。清掃段では更に原鉱含有量の 1.7%の銅が回収されたが、品位は 0.5%に過ぎなかった。96%の硫黄

はそれ以前の段階で浮上していたため、黄鉄鉱系統での硫黄実収率は僅か 1%であり、この系統は無利益であることが証明された。

今回の試料は、硫黄分が 14.4%あった 1994 年のラカー鉱体のストックワーク鉱試験試料に比較してかなりの相違があり、硫黄含有量は 3.35%であった。

FL02 で得られた結果は、フローシートコストを節約する方法を試すのに十分良好であった。そのため、次の変更が行われた。

- ・ 試験 FL04 では、粉碎粒度を $P_{80}=90\mu m$ に粗くした。
- ・ 試験 FL05 では、捕集剤の添加量を減らした。
- ・ 試験 FL06 では、強力ではあるが選択性の小さい捕集剤であるアミル・ザンセート・カリウム(PAX)を SIPX に変更した。また清掃段での添加量を半分に減らした。

上記試験での pH は、9.5 であった。

粉碎粒度の粗粒化は、粗選実収率が品位 11.4%Cu で僅か 88%にまで低下するという悪い影響をもたらした。捕集剤の減量は、粗選精鉱品位が 16.9%にまで向上したものの、銅実収率は 86%に低下した。最良の結果は FL06 で、第 1,2 粗選精鉱品位が 18.5%Cu で実収率 87.2%であった。第 1 粗選だけでは、品位 24.2%Cu, 実収率 54%であった。

次のラカー・ストックワーク鉱試験は FL16 で、SIPX の添加量を倍増し、M2030 も添加した。以前の試験で得られた結果は、銅鉱物は単純で黄鉄鉱の随伴が少ないことが示されたので、単純な試薬添加法が良い結果をもたらし、また設備費や運転費が安くなる筈である。情報収集の段階であるため、前段での低銅実収率の場合には、第 2 清掃段階が付け加えられた。

試験 FL16 では、総合実収率は維持されたものの、粗選精鉱品位は低下した。試験 FL06 は同じ混合捕集剤で、第 1,2 粗選実収率は同じであったが、粗選精鉱品位は 3.1%高かった。そのためその後の試験でも、同じ混合捕集剤を使い続けることを決定した。

(3)-2 精選試験

粗選清掃条件は基本的に FL06 と同一で、3 回の精選試験(FL17,FL21 及び FL22)が実施された。

その最初の試験 FL17 では、粗選 1 及び 2 の精鉱を統合して pH9.5 で追加の捕集剤を添加せずに精選及び再精選を実施した。粗選 3 と清掃精鉱は、当分の間個別に保存することとした。粗選 3 の精鉱と精選尾鉱は、一緒にして後の試験で再摩鉱してから再処理した。

試験 FL17 で得られた再精選精鉱は、品位が 24%Cu で実収率 68.8%であった。これを FL06 と比較すると、粗選 1 精鉱単独で品位が 24.8%Cu で実収率 53.9%であった。同様に粗選 1~3 で見ると、FL06 の総合成績は品位が 13.5%Cu で実収率 93.4%であったのに対し、FL17 では、品位が 12.2%Cu で実収率 90.8%あり、それ程の問題はない。

試験 FL21 では、あるプラントでサイクロン底流から回収された高品位フラッシュ浮選精鉱のように、粗選 1 精鉱はそのまま何もしないこととした。しかし精鉱品位 25%Cu を確保するために、浮選時間が 30 秒から 20 秒に減少した。粗選 2 の浮選時間は、実収率を維持するために 70

秒に延長された。粗選 2 の精鉱は pH9.5 で精選され、その尾鉱は粗選 3 の精鉱と合わせて再摩鉱を行ない、pH9.5 で浮選して清掃精選の精鉱と尾鉱が得られた。実際のプラント操業では清掃精選精鉱は精選に繰り返され、清掃精選尾鉱は、粗選系に繰り返されるか、直接最終尾鉱に行くことになろう。銅実収率を向上させるために、精選及び清掃精選で少量の捕集剤が添加された。

しかしながら、予想よりも高い重量歩留まりの結果として、粗選 1 精鉱品位は 21.1%Cu に留まった。これは試験目標を下回るものであった。以前の粗選試験での粗選第 2 精鉱は FL05 を除き、9~13%Cu の範囲にあった。それにも拘わらず FL22 の粗選 2 精鉱は、精選後で 11.2%Cu に過ぎず、説明の付かない結果に終わっている。この精選段階での一次尾鉱を粗選 3 精鉱と一緒に浮選すると、その精鉱は 9.3%Cu となり、粗選 2 精鉱を精選したものより遥かに低いというわけではない。最初の方の試験で粗選 3 精鉱が FL06 で 2.8%Cu と低品位であったことを考えると、粗選 2 精鉱尾鉱が高品位であったことは理解できる。実際、粗選 3 精鉱はその精選段階で単に浮いておらず、その結果全部が粗選 3 精鉱の精選尾鉱に入ってしまったものと考えられる。総合した結果は、粗選 1 精鉱と他の 2 つの精鉱と合わせると、品位 16%Cu で実収率 84%に過ぎない。

試験 FL06 では、粗選だけで 13.5%Cu、実収率 93.4%が得られている。

試験 FL22 では、FL21 のすぐ後に実施されたが、その条件は精選と清掃精選での pH が、品位-実収率の関係に対する影響を確かめるために、11 と高くされたことを除き同一であった。

試験 FL22 の結果は、FL21 と同様であった。粗選 1 精鉱は 20.2%に過ぎず、二つの精選精鉱も期待より低い品位を示した。

2 つの後期精選試験での金実収率は、粗選試験からの期待に沿うものであった。

(3)-3 浮選産物の鉱物鑑定

鉱物組成に起因する銅選鉱への制約について、ある程度の理解を得るために、試験 FL22 の次の産物につき鉱物試験を実施した。

- ・ 粗選 1 精鉱
- ・ 粗選 2 精鉱の精選精鉱
- ・ 粗選 3 精鉱の精選精鉱

銅品位 20.2%Cu の粗選 1 精鉱では、黄銅鉱が卓越する鉱物であった。その単体分離度は約 50%であった。この産物中の黄鉄鉱及びケイ酸鉱物の単体分離度は低く、それぞれ約 30%、20%を示した。この産物中には、重量比 10%程度の十分に分離した黄鉄鉱及びケイ酸鉱物と重量比 27%程度の片刀状の黄鉄鉱及びケイ酸鉱物が存在することから、いくらか捕集剤量及び浮選時間を減らした条件において高い精鉱品位を得られるものと考えられる。これは片刀状物質を、再摩鉱系統に接続している第 2 粗選系に押しやることになる。

銅品位が僅か 10.8%Cu の粗選 2 精鉱の精選精鉱では、黄銅鉱の 1/3 だけが単体分離した。主な不純物は黄鉄鉱で、産物の 40%を占めていた。粗選 2 精鉱の再摩鉱は必要である。黄銅鉱中には、直径 1~30 μ m の黄鉄鉱とケイ酸鉱物の連晶が存在しているため、非常に細かい再摩鉱が要求される。

粗選 2 精鉱の精選尾鉱と粗選 3 精鉱(2%Cu)を合わせて浮選した尾鉱産物では、ほぼ 90%が単体分離していた。この産物の粒度は、主に 30 μ m 以下であったことは注目に値する。

鉱物組成から粗選 2 精鉱と粗選 3 精鉱は、両方とも 40 μ m 以下に再摩鉱する必要がある。

(3)-4 金回収

ラカー鉱体のストックワーク鉱試料について金鉱物の性状検討のため鉱物試験を行った。その結果を Table III-3-8 に示す。

試験 FL06 では、74%の金が粗選 1-3 で回収され、さらに 12%が清掃精鉱中に回収された。後者は主として黄鉄鉱に伴うものであると考えられる。

Table III-3-8 Gold mineralogy of Rakah stockwork

Size Fraction	Mode of occurrence	Distribution (%)
+20 μ m	Liberated native gold	15
	Locked in silicates	12
	Locked in sulphides	46
-20 μ m	Undifferentiated	27

金の実収率は、単体分離した金でも粗過ぎて浮かなかつたり、ある金は黄鉄鉱に伴うものであつたり、またケイ酸鉱物に伴う大部分の金は尾鉱に流失するので、その鉱物的な物性に依存する。粗選精鉱中の金は、採算レベル(通常 1~2g/t)以上であつた。

(4) ハイル・アス・サフィール鉱体のストックワーク鉱

(4)-1 粗選試験

浮選条件、結果及び粗選精鉱品位-実収率曲線を Appendix 1C に示す。

試験番号 FL07 及び FL08 は、ハイル・アス・サフィール鉱体のストックワーク鉱について行った試験である。試験番号 FL07 は、ラカー鉱体のストックワーク鉱の試験 FL02 と同一条件を採用した。試験 FL08 では、高い pH レベルの 12.5 を採用した。FL07 での黄鉄鉱浮選を除き、他の条件はすべて同一であつた。

pH12.5 の試験では、粗選 1-3 精鉱で品位 12.2%Cu、実収率 94.8%と遥かに良い成績が得られた。金品位は採算レベル以上ではあつたが、実収率は 50%に過ぎなかつた。なお金の原鉱品位は僅か 0.16g/t である。

試験 FL13 の条件は FL06 と同じであつたが、pH だけは 12.5 と高く設定された。これらの試験の品位-実収率曲線は、粗選精鉱の品位 16%Cu と実収率 92%で交差していた。しかし試験 FL13 では浮選剤の使用量が少な過ぎたので、FL06/pH12.5 を標準とした。そのほか、試験 FL08 では逆算原鉱品位が若干低くなっており、このことから尾鉱品位が低く出過ぎたことが示唆される。この点は FL13 では好転している。

全体としての目的は、最適の選鉱成績を得るのに pH 条件だけを変えることでラカー鉱体のストックワーク鉱と同一捕集剤条件を使用したフローシートを開発するということであった。これはプラントの運転や制御を容易にし、かつ設備費や恐らく操業費も低減させることであろう。試験作業のこの段階で、ラカー鉱体のストックワーク鉱とハイル・アス・サフィール鉱体のストックワーク鉱については、粗選・清掃系の条件では達成されたことになる。

(4)-2 精選試験

次に行った試験は、ラカー鉱体のストックワーク鉱の FL17 と同一条件の精選試験 FL18 であった。結果は、ラカー鉱体のストックワーク鉱の精選試験と同様であったが、FL18 での全体的な結果は品位－実収率曲線で僅かに粗選系だけが、FL17 に比肩できるものであった。試験 FL13 では、粗選 1 精鉱単独で、品位 22%Cu、実収率 73%であるのに対し、FL18 の精選精鉱は品位 24%Cu、実収率 75%であった。再精選精鉱品位は 28%Cu であったが、実収率は僅か 47.5%であった。

(4)-3 鉱物鑑定試験

試験 FL13 の次の産物について鉱物鑑定試験を実施した。

- ・ 銅粗選 1 精鉱
- ・ 銅粗選 2 精鉱

鉱物鑑定結果を Appendix 1D に示す。

この 2 つの産物は、90%の回収銅量を含有していた。この鉱石については、主としてラカー鉱体のストックワーク鉱の試験産物と比較するために銅の単体分離度を測定することにした。

銅粗選 1 精鉱(22%Cu)は、ラカー鉱体のストックワーク鉱の試験 FL22 と同程度の銅含有であった。しかし単体分離度は、ラカー鉱体のストックワーク鉱が僅か 50%であったのに対し 90%に達していた。ケイ酸鉱物及び黄鉄鉱の鉱物物性は同様であった。ラカー鉱体のストックワーク鉱と同じく浮遊性を弱くする条件で高品位精鉱が得られ、脈石はより多く再磨鉱に回るに違いない。

銅粗選 2 精鉱(8.8%Cu)は、ラカー鉱体のストックワーク鉱の試験 FL22 の粗選 2 精鉱と類似した特性を持ち、単体分離度は貧弱であった。前述のラカー鉱体のストックワーク鉱の鉱物鑑定に基づいて作成したフローシートは、ハイル・アス・サフィール鉱体のストックワーク鉱にも適用可能と考えられる。

(5) ラカー鉱体の塊状鉱

(5)-1 粗選試験

浮選条件、結果及び粗選精鉱品位－実収率曲線を Appendix 1C に示す。

試験 FL07 では、ラカー・ストックワーク鉱に対して高実収率が得られた FL02 と同じ条件が適用された。ラカー塊状鉱では、黄鉄鉱精鉱が遥かに大きな重要性を持つことが期待された。こ

の試料は3.8g/tの金を含有していて、黄鉄鉱精鉱への金分布は特別の関心が払われた。試験FL10は、この試料について黄鉄鉱の抑制を高める必要性からpH9で実施した。

高pHの試験は、良好な結果をもたらした。粗選1-3精鉱は84.9%の実収率で品位26.5%Cuであった。黄鉄鉱精鉱は、品位32%S、実収率57.9%であった。試験FL09では銅粗選系で黄鉄鉱が浮いたために、硫黄実収率は僅か42.5%であった。全体的な条件での試験FL09の黄鉄鉱実収率は、最終尾鉱中の硫黄が試験FL10の22.3%と比較して6%と低かったため、成功だったと言える。

試験FL09の粗選条件で銅品位を上げるためには、黄鉄鉱は精選段階で排除する必要があるであろう。しかしこの条件下では、試験FL10の条件下よりも黄鉄鉱の総合実収率は改善される可能性がある。中程度のpHレベルでは、黄鉄鉱の抑制効果は減少するものの、後に続く黄鉄鉱粗選系で実収率が增大すると共に、良好な銅粗選品位が獲得されたと考えられる。

従って試験FL14では、ラカー鉱体のストックワーク鉱での最善結果の条件(FL06)通りとしたが、pH値だけは11とした。その結果は、(以前銅に対し最良であった)FL10と1つの例外を除きほぼ同様であった。2つの試験は、黄鉄鉱浮選の段階では同一条件で実施されたが、硫黄実収率はFL14では54%とFL10の72%に比較して著しく低下した。

(5)-2 金回収

試験FL09において、粗選精鉱中の金品位が13~35g/tの範囲では銅と金品位間で顕著な相関が示された。しかし実収率は3つの精鉱を合わせても37%しかなかった。残りの半分は清掃精鉱に、後の半分は黄鉄鉱精鉱に含まれた。黄鉄鉱中の金品位は4g/tしかなく、焙焼/浸出による回収を保証するには低過ぎる可能性があった。この試験の最終尾鉱には、10.5%の金と5.5%の硫黄が含まれており、単体分離した金か、または何かのケイ酸塩と結びついた金のロスがあることが示された。

ラカー鉱体の塊状鉱に伴う金の分布はTable III-3-9に示したように測定された。

Table III-3-9 Gold mineralogy of Rakah massive sulphide ore

Size Fraction	Mode of occurrence	Distribution (%)
+20 μ m	Liberated native gold	3
	Locked in silicates	4
	Locked in sulphides	57
-20 μ m	Undifferentiated	36

これには、ラカー鉱体のストックワーク鉱(46%)より多い硫化物と結びついた金(57%)が存在する。ケイ酸鉱物との片刀は、3%対12%と遥かに少ない。

試験FL09(pH9での銅浮選)ではFL10(pH11での銅浮選)に比べて高い硫黄実収率が得られ、これが銅精鉱(黄鉄鉱が多い)と黄鉄鉱浮選精鉱(硫黄実収率が高い)の両方に高い金実収率をもたらしたことは明らかである。

(6) 尾鉱の鉱物鑑定

この試料の低銅粗選実収率の原因を突き止めるため最終尾鉱の鉱物試験を実施した。銅粗選 1-3 の実収率は 85% で、対応するラカー鉱体のストックワーク鉱やハイル・アス・サフィール鉱体のストックワーク鉱の数値に比べて約 10% 低かった。分布率で 10% の銅を含有する試験 FL20 の最終尾鉱に対し、鉱物試験を実施した。その結果の概要を Table III-3-10 に示す。

この鉱石から高い銅実収率を上げるためには、より細かい一次粉碎が必要なのは明らかであるが、鉱量の少ない鉱種についてはこの限りではない。

Table III-3-10 Tailing mineralogy of Test FL20

	Chalcopyrite	Covellite
Mineral proportion in Tailings, %	30	70
Mineralogy		
% liberated		10
% locked with pyrite	100	20
% locked with non-sulphide		50
% locked in complex particles		20

(6)-1 精選試験

1 回だけの精選試験 FL20 を実施した。銅粗選及び清掃は、FL14 と同条件で行ったが、石灰は FL10 と等量をミルに添加した (FL14 でミルに更に 1,500g/t が追加されたが、効果は認められなかったため)。3 つの粗選精鉱を集めて、精選/再精選を行った。銅清掃精鉱は別に残した。硫黄実収率をできるだけ高めるために黄銅鉱浮選の pH を 8.5 に抑えた。

精選精鉱は、品位 43.4%Cu, 実収率 78.3% であった。これは精選給鉱である粗選精鉱 1-3 の品位 31%Cu, 実収率 84.6% に対比されるものであるが、12% 高品位の精鉱は、輸送・製錬費を考えると 6.3% の実収差を差し引いても実収入でより有利になると思われる。

ラカー鉱体の塊状鉱が、同鉱体のストックワーク鉱について FL21 及び FL22 で試験した精選フローシートにうまく対応しない理由はないと考えられる。試験 FL14 では、粗選 1 精鉱は、41.5% Cu の品位を示した。もし高品位の粗選精鉱 1 がそのまま最終精鉱となるようなフローシートが組み込まれば、ラカー鉱体の塊状鉱は鉱石調合の過程で“甘味料”の役割を果たすに違いない。

各試験の比較をする上で、銅粗選条件が一致している試験 FL14 及び FL20 の結果は、指摘しておく価値がある。

Table III-3-11 Comparative results of Test FL14 and 20

Test No.	Rougher 1-3 Grade, % Cu	Rougher 1-3 Recover, % Cu
FL14	30.9	85.5
FL20	31.0	84.6

Table III-3-11 の結果は、別の精選/再精選フローシートの評価ができないことを抜きにして、優れた再現性を示しているといえる。

(7) ビシャーラ鉱体の角礫状鉱

(7)-1 粗選試験

浮選条件、結果及び粗選精鉱品位—実収率曲線を Appendix 1C に示す。

ビシャーラ鉱体の角礫状鉱について、最初に2つの試験を行った。試験 FL11 には標準として採用した FL06 の条件が適用された。試験 FL12 の条件も FL06 になったが、試験的に pH8.5 とした。

両試験の結果はほぼ同じで粗選 1-3 精鉱の実収率は共に 66% しかなかった。他の試料とは異なり、高い比率(10%)の銅が清掃段階で回収された。試験 FL15 では条件を FL11 と同じにしたが、銅実収率を改善するため、捕集剤添加量を増やした。銅粗選で各捕集剤を、粗選 2 と 3 でそれぞれ 7g/t, 3g/t に増量した。また、清掃系の捕集剤を倍増し、浮選時間を同じに留めた。

試験 FL15 の結果は、試験 FL12 を少し上回っただけであった。清掃尾鉱には、19%の銅が流出した。現時点までに実施したこの試料の4つの試験で粗選 1 精鉱の品位は 20~23%であった。

(7)-2 尾鉱の鉱物鑑定

銅の損失の性状把握のため試験 FL15 の最終尾鉱の鉱物試験を実施した (Appendix 1D 参照)。銅はすべて黄銅鉱で、そのうち単体分離していたのは僅か 1% であり、大部分(74%)の黄銅鉱は3つの鉱物がからむ複雑な片刀を形成していた。

(7)-3 精選試験

精選試験は、ラカー鉱体のストックワーク鉱に対する試験 FL21 をベースにして行った。この試験では、黄鉄鉱浮選をラカー鉱体の塊状鉱に準じて行い、全産物について金分析を実施した。

ビシャーラ鉱体の角礫状鉱原鉱の硫黄分は 28%S であり、ラカー鉱体の塊状鉱より低かったが、ラカー鉱体のストックワーク鉱やハイル・アス・サフィール鉱体のストックワーク鉱に比べると遥かに高い。

この試験の結果は若干失望的であった。第一に、浮選時間を短くしたにも拘わらず粗選 1 精鉱の品位は 19.2% に過ぎなかった。これは多分に実験技術の結果と言える。なぜなら実収率は予想したより高かったからである。第二に、粗選 2 精鉱(以前の試験では 13%Cu)を精選した精鉱の品位が 13.8% しかなかったことである。粗選 1 精鉱と精選精鉱を合わせた品位は 17.3%Cu, 実収率 63% で試験 FL19 で粗選 1 精鉱と粗選 2 精鉱を合わせたものと何ら変わりが無かった。

銅清掃尾鉱中の硫黄分は 84% で、そのうちの半分以下が黄鉄鉱精鉱に取り込まれた。金はその 43% が最終尾鉱に取り残された。銅清掃尾鉱中には分布率 20% の銅が残り、その半分が黄鉄鉱精鉱に入った。黄鉄鉱精鉱自体の金品位は僅か 1.4g/t であった。

(7)-4 鉍物鑑定試験

次の産物が鉍物鑑定試験に供された。

- ・ 試験 FL23 の粗選 1 精鉍
- ・ 試験 FL15 の粗選 2 精鉍
- ・ 試験 FL23 の清掃精鉍

鉍物鑑定の結果を Appendix 1D に示す。

試験 FL23 からの粗選 1 精鉍(19.2%Cu)は、ラカー鉍体のストックワーク鉍の試験 FL22 からの同産物と類似するものであったが、含まれる黄鉄鉍が多く、ケイ酸鉍物が少なかった。しかし単体分離度は類似していた。ラカー鉍体のストックワーク鉍、ハイル・アス・サフィール鉍体のストックワーク鉍と同様に、ビシャラ鉍体の角礫状鉍からも高品位の粗選 1 精鉍が得られる筈である。

試験 FL15 の粗選 2 精鉍(13.2%Cu)の単体分離度は貧弱で、鉍物鑑定の結果に示されているように、30 μ m 以下に再摩鉍することが不可欠である。

試験 FL23 の清掃精鉍(品位 3.2%Cu, 分布率 7%)の単体分離度は極めて低かった。90%以上の黄銅鉍が黄鉄鉍に取り囲まれていた。この産物には、他の試料の同等産物より多い銅が含有されていた。この高い分布率は、明らかに採用された標準的な一次粉碎粒度によるこの試料全体の単体分離不足に起因していると推定される。前述した尾鉍の鑑定結果はこの試料についても適用可能である。

(8) 回分浮選試験結果の概要

各試験による粗選シリーズで得られた最良の結果を Table III-3-12 に示す。pH だけは試料間で変えたが、捕集剤は全試験で SIPX と M2030 の混合捕集剤を使用した。

計画ミル給鉍の鉍種比率は、およそストックワーク鉍が 70%、角礫状鉍が 15%、塊状鉍が 15%と予想される。ラカー鉍床及びハイル・アス・サフィール鉍床の 2 つのストックワーク鉍の比率を 50:50 と仮定すると、全体的なミル給鉍に対する平均的な銅粗選 1 精鉍は品位 25.6%Cu, 実収率 56.2%と予想される。

Table III-3-12 Summary of best rougher/scavenger flotation tests

	Rakah B. Stockwork	Rakah B. Massive	Hayl as Safil Stockwork	Bishara B. Breccia
Test No	FL06	FL14	FL13	FL15
Grind P ₈₀ , μ m	70	70	70	70
pH	9.5	11	12.5	9.5
Cu Recovery, %				
Cu Ro Con 1	53.9	38.7	72.9	38.2
Cu Ro/Sc Con	95.7	88.0	94.4	80.8
Cu Grade, %				
Cu Ro Con 1	24.8	41.5	22.0	22.6
Cu Ro/Sc Con	8.6	18.1	10.7	10.3
Au Recovery, %				
Cu Ro/Sc Con	86	27.6	40.9	23.9
Py Con	--	35.6	--	28.5 ⁽¹⁾
Au Grade, %				
Cu Ro/Sc Con	3.2	10.8	1.3	2.4
Py Con	--	3.5	--	1.4 ⁽¹⁾

Ro: Rougher, Con: Concentrate.

(1): Results for pyrite concentrate produced in test FL23.

(9) 精鉱の分析

3 鉱種についての回分浮選試験中に得られた高品位粗選精鉱については、最終精鉱内の適切な水準の目安を求めるため一連の成分の分析を行った。

それぞれの精鉱の分析値は Appendix 1E に示した。ラカー鉱体とハイル・アス・サフィール鉱体のストックワーク鉱からの精鉱はほぼ同じ内容であるが、ラカー鉱体のストックワーク精鉱はヒ素の含有量が高い(600ppm 対 50ppm)。

ラカー鉱体の塊状精鉱は、ストックワーク精鉱とは若干内容が異なっている。塊状精鉱はヒ素の含有量が 6,600ppm と著しく高く、水銀もストックワーク精鉱の<1ppm に比べて高く 11ppm 含有している。また塊状精鉱は、Al₂O₃、Fe₂O₃、MgO、SiO₂が低い。

(10) 大量試料の浮選

浮選後の試料用の十分な量の精鉱や尾鉱を準備するために、各鉱種についてそれぞれ 21kg の試料を処理した。

P₈₀=70 μ m に砕かれた回分試料 7kg を、容量約 15 リットルの 2 連式回分浮選機で前回の回分浮選試験の条件を使って浮選した。試験の概要条件を Table III-3-13 に示す。

Table III-3-13 Flotation of bulk samples

Sample	Test Conditions	Products
Rakah Stockwork	as per test FL05	Cu ro con 1+2, Cu tails
Hayl as Safil Stockwork	as per test FL13	Cu ro con 1, Cu tails
Rakah Massive Sulphide	as per test FL10	Cu ro con 1+2, Cu tails
Bishara Breccia	as per test FL23	Cu ro con 1, Cu ro con 2+3, Py con, Py tails

ro: rougher, con: concentrate.

試験で得られた産物を、秤量や分析を行うことなく、沈降試験やろ過試験用に湿ったケーキの状態に保管した。

3-3-5 沈降及びろ過試験

各鉱種の銅浮選精鉱について沈降及びろ過試験を実施した。各鉱種の浮選尾鉱については、沈降試験だけを行った。

(1) 凝集剤選定試験

ラッカー鉱体のストックワーク鉱の精鉱及び尾鉱について、凝集剤選定の予備試験を実施した。次の3種類の凝集剤を試験した。

- ・ Nalco9903 (ノニオン系)
- ・ Magnafloc M455 (カチオン系)
- ・ Nalco9602 (アニオン系)

各凝集剤をメスシリンダに入れた各精鉱や尾鉱のスラリーにいろいろな添加量で注入した。大体の沈降速度と上澄水の透視度を記録し、フロックの性状を観察した。

2つの凝集剤 Nalco9903 と Magnafloc M455 が初期沈降速度と上澄水の透視度の条件で、同程度の性能を持ち、添加量は 10~20g/t 程度で有効であることが判明した。

以上の結果をふまえて、Nalco9903 を添加量変量試験用に選定した。

(2) 沈降試験方法

湿ったろ過ケーキを 600mL のメスシリンダに入れ、ほぼ 25%濃度のスラリーになるように調整した。プランジャで攪拌し固体粒子を懸濁させ、0.05%濃度の凝集剤を（水で 50mL に希釈して）4段階に添加した。プランジャを更に深く入れ、4回上下させて固体と凝集剤を良く混合した後、プランジャを抜き取って、スラリーの初期高さを記録した。

その後、沈降試験に入り、定期的に界面レベルを記録した。固体が沈降して圧縮域に入ったところで、6回転/時間で回転するピケット・レーキを沈降泥に挿入した。更に 16 時間後、最終沈降泥面高さを記録した。

沈降試験の終了時に沈降した固体をろ過、乾燥、秤量し、固体比重を測定した。界面の高さを時間に対してプロットし、Talmage と Fitch により修正された Kynch の技法を使って、近似沈降所要単位面積を計算した。（シクナ面積の決定, Talmage and Fitch, Ind. and Eng. Chem., Vol 47 No.1)

(3) 銅精鉱沈降試験

大量試料の浮選で生産された精鉱を、沈降試験に先立ち乾燥させずに湿ったろ過ケーキの状態に保管した。

沈降試験は、凝集剤 9903 を使い、添加量およそ 0, 5, 10, 20g/t で実施した。実際の添加量

は、沈降試験の原鉱として使用した湿潤ろ過ケーキの水分量の推定に基づく試料重量の変動によって多少の変動が生じた。

最適添加量は試料間で差異があるが、凝集剤添加量 10g/t を使って得られた結果を Table III-3-14 に要約した。

Table III-3-14 Settling tests of copper concentrates (10g/t flocculant)

	Rakah B. Stockwork	Hayl as Safil Stockwork	Rakah B. Massive	Bishara B. Breccia
Final U/F % Solids	67	62	64	64
Estimated Thickener Area m ² /tpd				
55 % Solids U/F	0.07	0.13	0.05	0.11
60 % Solids U/F	0.09	0.16	0.06	0.13
65 % Solids U/F	0.11	0.17	0.06	0.14

U/F: using 9903 flocculant.

(4) 銅浮選尾鉱の沈降試験

沈降試験用の各鉱種別銅浮選尾鉱が、大量試料の浮選で生産された。製造された尾鉱を、沈降試験に先立ち乾燥しないで湿ったろ過ケーキの状態に保管した。尾鉱試料からは、(金採取試験用の)黄鉄鉱精鉱も生産されたが、沈降試験に使われた試料は銅浮選尾鉱つまり黄鉄鉱浮選の前の状態に相当することに留意されたい。即ち本来試験試料は金採取処理をした後の黄鉄鉱精鉱を再混合した黄鉄鉱浮選尾鉱であるべきであり、それがプラントの最終尾鉱になる筈であるからである。

沈降試験を、凝集剤 9903 を使い、添加量およそ 0, 5, 10, 20g/t で実施した。実際の添加量は、沈降試験の原鉱として使用した湿潤ろ過ケーキの水分量の推定に基づく試料重量の変動によって多少の変動が発生した。

最適添加量は試料間で差異があるが、凝集剤添加量 20g/t を使って得られた結果を Table III-3-15 に要約した。

Table III-3-15 Settling tests of copper tailings (20g/t flocculant)

	Rakah B. Stockwork	Hayl as Safil Stockwork	Rakah B. Massive	Bishara B. Breccia
Final U/F % Solids	63	67	70	68
Estimated Thickener Area m ² /tpd				
55 % Solids U/F	0.37	0.12	0.03	0.14
60 % Solids U/F	0.41	0.15	0.04	0.17
65 % Solids U/F	0.44	0.17	0.06	0.19

U/F: using flocculant

(5) 銅浮選精鉱のろ過試験

(5)-1 試験方法

精鉱試料は、水を加えて 60%濃度に調整し、凝集剤 Nalco9903 を 10g/t を添加し、固体粒子を凝集させた。次にスラリー試料を、Neotex6044 のろ布を張った上部給鉱式真空フィルタに注入した。

真空を作用させ、フィルタケーキ形成時間（ケーキ表面から自由水が消失するまでの時間）を記録した。所定時間真空を作用させてケーキを脱水した。最終ケーキの厚さを計測した後、ろ布からケーキを剥離させ湿重量を記録した。乾燥後ケーキ乾重量を測定した。

各試験について異なるケーキ厚さが残るように、固体重量を変えて 3 回の試験を実施した。一連の脱水時間/ケーキ水分のデータが得られるように、ケーキ形成時間の 5, 10, 0.2 倍に相当する脱水時間を採用した。

(5)-2 試験結果

試験結果の要約を Table III-3-16 に示す。

ハイル・アス・サフィール鉱体のストックワーク精鉱は、他の試料に比べてかなり劣悪なる過を示した。

Table III-3-16 Filtration tests of copper flotation concentrates

Sample	Dry: Form Time Ratio	Cake Moisture	Cake Thickness mm	Formation Rate kg/h.m ²
Rakah Stockwork	5 : 1	15.4	5	1,908
	1 : 1	16.3	10	1,141
	0.2 : 1	16.9	15	823
Hayl as Safil Stockwork	5 : 1	17.6	5	735
	1 : 1	17.5	10	449
	0.2 : 1	17.7	15	282
Rakah Massive Sulphide	5 : 1	16.2	5	1,968
	1 : 1	16.5	10	1,745
	0.2 : 1	16.6	15	975
Bishara Breccia	5 : 1	16.9	5	1,750
	1 : 1	17.0	10	875
	0.2 : 1	17.1	15	655

(6) 運搬限界水分

運搬限界水分(TML)は、全鉱種の大量試料の銅浮選精鉱産物を混合した銅精鉱を用いて測定された。

使用された方法は、1989年ロンドンの国際海事機構発行の固体ばら荷安全運用規定に記載された手順である。測定はスランプテーブルの上で流動化が観察されるまで精鉱試料の水分を逐次上昇させていくものである。流動水分点は、流動化が起こる直前、直後の水分含有量の平均値で決めるので、TMLは90%とする。

混合銅浮選精鉱のTMLは11.5%と推定された。

3-3-6 青化法による金の回収

銅浮選尾鉱に金回収試験を行うのに十分なだけの金量を保有しているのはラカー鉱体の塊状鉱とビシャーラ鉱体の角礫状鉱だけであった。また両試料から黄鉄鉱精鉱を浮選で回収した後、その尾鉱にかなりの金が存在していたので、浸出試験は2つの黄鉄鉱と尾鉱について実施した。

ラカー鉱体の塊状鉱試料の黄鉄鉱精鉱とその尾鉱は、回分浮選試験 FL09, FL10, FL14 の産物を一緒したものであるが、ビシャーラ鉱体の角礫状鉱試料は大量試料浮選で入手された。

(1) 黄鉄鉱精鉱の焙焼

各黄鉄鉱精鉱は、(自然発火による過度の高温の機会を減らすために) 2倍量の砂と混合し、マッフル炉により 700°C で4時間焙焼された。炉内に空気が吹き込み、試料全体が確実に酸化されるように精鉱が定期的にかき混ぜられた。希釈砂の影響を補正した後の試料分析値と焙焼による損失重量の概要を Table III-3-17 に示す。

Table III-3-17 Roasting of pyrite concentrates

	Rakah Massive Sulphide	Bishara Breccia
Initial sample weight, g	313	348
Final calcine weight, g	208	285
Weight loss in roast, %	34	18
Assays, Au g/t		
Before roast	3.5	1.8
After roast ⁽¹⁾	5.3	2.3

(1) Calculated from assay of un-roasted concentrate and weight loss during roast

(2) 黄鉄鉱浮選精鉱の青化浸出

黄鉄鉱精鉱試料は、NaCN 0.15% (公称) pH11 で48時間浸出された。所定の時間間隔で溶液試料を採取し、金品位と自由シアン量を分析した。試薬 (NaCN と消石灰) は所要条件を維持するための必要量が添加された。最終残査については金銀の分析を行った。

青化浸出に先立ち次の前処理を行った。

- ・ 浮選したまま
- ・ 再摩鉱
- ・ 700°C で焙焼

青化浸出試験結果の詳細は、Appendix 1F に記載されているが、概要を Table III-3-18 に示す。

Table III-3-18 Cyanide leaching of pyrite concentrates

	Rakah Massive Sulphide			Bishara Breccia		
	As Floated	Reground	Calcined	As Floated	Reground	Calcined
Grind P ₈₀ , μ m	70	34	70	70	18	70
Head Assay, Au g/t	3.53	3.53	5.30	1.84	1.84	2.26
Calc. Head Assay, Au g/t	3.37	3.61	8.12	1.97	1.91	2.16
Residue Assay, Au g/t	2.42	1.93	1.18	1.40	1.13	0.75
Au Extraction, %						
8 hours	28	40	82	28	28	62
48 hours	28	44	85	30	30	66
NaCN Cons, kg/t	5.9	7.8	13.2	17.6	17.6	46.1

両試料とも浮選精鉱そのままの浸出率は、ほぼ 30%と低調であった。再摩した精鉱では、それぞれ 40%、45%に上昇し、焙焼鉱ではラカー鉱体の塊状鉱が 85%、ビシャーラ鉱体の角礫状鉱が 66%と最高の浸出率が得られた。

浮選精鉱の低浸出率、再摩後の比較的小さな浸出率の上昇は、金粒が硫化物（黄鉄鉱及び恐らく硫砒鉄鉱）中に極度に細かい状態で分散していることを示唆している。

一方焙焼後達成された高い金抽出率からは、何らかの手段例えば焙焼、加圧酸化、バクテリア酸化による精鉱の酸化が金浸出率を最大にする最高の機会をもたらすことが想定される。

しかし、青化ソーダの消費量は大きく、焙焼鉱については特に高くなっている。試験結果によると、青化物のコストはビシャーラ鉱体の角礫状鉱の含有金価値を上回ることになり、ラカー鉱体の塊状鉱の大部分でも同様である。

高い青化物消費は、黄鉄鉱精鉱中に残留している銅鉱物が溶解する結果によるものか、または黄鉄鉱鉱物との直接反応によるものと考えられる。

消費量の減少は（金抽出率を低下させないで）浸出時間の短縮によって可能ではあるが、青化物の消費率は、これらの試料から総合金実収率を最適化する際、処理しなければならない大きな問題である。

(3) 黄鉄鉱浮選尾鉱の青化浸出

黄鉄鉱尾鉱試料を、NaCN0.05%（公称）pH11で48時間浸出した。所定の時間間隔で溶液試料を採取し、金品位と自由シアン量を分析した。試薬（NaCNと消石灰）は所要条件を維持するために必要量を添加した。最終残査について金銀の分析を行った。

青化浸出試験結果の詳細は、Appendix 1Gに記載されているが、概要をTable III-3-19に示す。

両試料とも金浸出率は低く、ラカー塊状鉱が 35%、ビシャーラ角礫状鉱が 19%であった。青化ソーダの消費量は、黄鉄鉱精鉱と同様に高く、特に金回収率が低い割に高率である。

Table III-3-19 Cyanide leaching of pyrite tailings

	Rakah Massive Sulphide	Bishara Breccia
Head Assay, Au g/t	1.93	0.92
Calc. Head Assay, Au g/t	1.66	0.87
Residue Assay, Au g/t	1.09	0.72
Au Extraction, %		
8 hours	31	16
48 hours	35	19
NaCN Cons, kg/t	6.7	4.3

3-4 補足浮選試験

3-4-1 鉱種別再摩精選給鉱の浮選試験

次年度の試験項目として再摩粒度を変えて鉱種別に精選試験を実施した。その条件を Table III-3-20 に、試験結果を Table III-3-21 に示す。

再摩ミルはボールミルと極微粒産物が得られるタワー攪拌型のミルの2種類が使用された。在来型のボールミル粉碎では恐らく $20\mu\text{m}$ が限界であるが、UFG ミルは $30\mu\text{m}$ 以下から $5\mu\text{m}$ またはそれ以下の領域での処理が可能である。

試験 FL01~FL04 は各鉱種に対し、ボールミルで目標粒度 $P_{80}20\mu\text{m}$ に再摩して実施された。

試験 FL05~FL08 は各鉱種に対し、UFG ミルで目標粒度 $P_{80}10\sim15\mu\text{m}$ に再摩して実施された。

Table III-3-20 Flotation Test on Reground Cleaner Feed from Yanqul Ore Type

	Ore Type	Conditions	Cleaner Feed P80
FL01	RS	Rougher as for Test 6 N108, ball mill regrind of Ro/Sc conc. Cleaner float with mixed xanthate, thionocarbamate	20
FL02	HASS	Rougher as for Test 13 N108, ball mill regrind of Ro/Sc conc. Cleaner float with mixed xanthate, thionocarbamate collector	20
FL03	BB	Rougher as for Test 6 N108, ball mill regrind of Ro/Sc conc. Cleaner float with mixed xanthate, thionocarbamate collector	21
FL04	RMS	Rougher as for Test 6 N108, ball mill regrind of Ro/Sc conc. Cleaner float with mixed xanthate, thionocarbamate collector plus pyrite float on Cu Sc Tail.	21
FL05	RS	Rougher as for Test FL01, UFG mill regrind of Ro/Sc conc. Cleaner float with mixed xanthate, thionocarbamate collector	8.5
FL06	HASS	Rougher as for Test FL02, UFG mill regrind of Ro/Sc conc. Cleaner float with mixed xanthate, thionocarbamate collector	10.3
FL07	BB	Rougher as for Test FL03, UFG mill regrind of Ro/Sc conc. Cleaner float with mixed xanthate, thionocarbamate collector	17.8
FL08	RMS	Rougher as for Test FL04, UFG mill regrind of Ro/Sc conc. Cleaner float with mixed xanthate, thionocarbamate collector plus pyrite float on Cu Sc Tail.	14.8
FL09	RS	As for Test FL05 ball mill regrind, low density rougher and cleaner with silicate dispersant	18.2
FL10	HASS	As for Test FL06 ball mill regrind, low density rougher and cleaner with silicate dispersant	21
FL11	BB	As for Test FL07 ball mill regrind, low density rougher and cleaner with silicate dispersant	16.5
FL12	RMS	As for Test FL08 ball mill regrind, low density rougher and cleaner with silicate dispersant	15.9
FL13	RS	As for Test FL09, then 3 cleaner stages plus CPS cleaner scavenger on 1st cleaner tail	~20
FL14	HASS	As for Test FL10, then 3 cleaner stages plus CPS cleaner scavenger on 1st cleaner tail	~20
FL15	BB	As for Test FL11, then 3 cleaner stages plus CPS cleaner scavenger on 1st cleaner tail	~20
FL16	RMS	As for Test FL12, then 3 cleaner stages plus CPS cleaner scavenger on 1st cleaner tail plus pyrite float on Cu Sc scavenger tail.	~20

Table III-3-21 Test result of reground feed cleaning

Ore	Test No.	Stage	Time	Con Cu%	CL Cu Rec%	CLAu Rec%
RS	FL01	1st Cleaner	8.5	21.4	76.5	64.6
RS	FL05	1st Cleaner	8.5	18.0	94.6	69.9
RS	FL09	1st Cleaner	8.5	22.8	79.4	57.2
RS	FL13	1st Cleaner	11.0	17.8	90.6	70.2
RS	FL13	3st Cleaner	6.5	22.4	84.6	60.3
HASS	FL02	1st Cleaner	5.5	19.4	90.1	38.3
HASS	FL06	1st Cleaner	5.5	20.8	90.6	42.2
HASS	FL10	1st Cleaner	5.5	21.6	72.7	27.5
HASS	FL14	1st Cleaner	11.0	18.5	87.1	40.8
HASS	FL14	3st Cleaner	6.5	24.6	68.1	23.2
BB	FL03	1st Cleaner	6.0	13.3	71.8	17.8
BB	FL07	1st Cleaner	6.0	15.1	74.6	15.9
BB	FL11	1st Cleaner	6.0	16.6	66.1	11.9
BB	FL15	1st Cleaner	11.0	16.8	71.1	14.1
BB	FL15	3st Cleaner	6.5	20.7	57.2	9.1
RMS	FL04	1st Cleaner	5.5	25.6	70.8	20.2
RMS	FL08	1st Cleaner	5.5	21.5	69.6	23.5
RMS	FL12	1st Cleaner	5.5	26.6	60.2	16.3
RMS	FL16	1st Cleaner	11.0	12.9	70.0	26.3
RMS	FL16	3st Cleaner	6.5	23.2	65.5	19.2

RS:Rakah Body (stockwork), HASS:Hayl as Safil Body (stockwork)

BB:Bishara Body (breccia), RMS:Rakah Body (massive sulphide)

ビッシャーラ鉱は、UFG ミルの目標粒度には達しなかったが、他の鉱種は目標粒度範囲に入っている。

浮選試験は、上記条件表に記載したように前回試験作業の最良の粗選/精掃フローシートに従うことを目的としている。粗選/精掃のすべてを再摩した後、作成された新しい表面を補償するために再度試薬を添加して一段の精選試験が実施された。

前回報告の通り、ラカー塊状鉱では金の約 50%が黄鉄鉱に含有されているので、ラカー塊状鉱には黄鉄鉱浮選が行なわれた。

ビッシャーラ鉱とハイル・アス・サフィルストックワーク鉱では UFG ミルの効果が銅に対してごく僅かではあるが、認められる。ラカーストックワーク及び塊状鉱では捕集剤が不足気味であるが、追加捕集剤で銅品位に若干ながら向上が見られた。金では、ビッシャーラ鉱、ラカー塊状鉱に対して UFG ミルによる再摩及び硫化剤の添加が金実収率に小さな改善をもたらしている。

3-4-2 ロックドサイクル試験

ヤンキル地区 4 鉱種の混合試料について、Fig. III-1-2 のフローに従い、繰返しの効果を確認するために 6 回のロックドサイクル試験を実施した。試験条件を Table III-3-22 に、試験結果の総括表を Table III-3-23 に示す。

Table III-3-22 Locked cycle test condition
on composite of 40%RS, 40%HASS, 10% BB & 10%RMS

Stage	Time	SIPX	M2030	MIBC	A60	A412	KAX	pH
Conditioner	2.0	15	15	25	200	--	--	7.83
Rougher	8.0	5	5	10	--	--	--	11.54
Pyrite Rougher	6.0	--	--	10	--	--	30	11.21
1st Cleaner	11.0	17	17	15	100	--	--	11.50
Cleaner-Scavenger	5.0	2	2	--	--	7.5	7.5	11.52
2nd Cleaner	7.0	2	2	5	--	--	--	11.66
3rd Cleaner	6.5	2	2	5	--	--	--	11.54

Table III-3-23 Locked cycle test result on composite sample

Product	Weight	Assay		Recovery %	
	%	Cu %	Au g/t	Cu %	Au %
Calculated Head	100.00	1.12	0.76	100.0	100.0
Cu 3rd Cleaner Concentrate	4.33	20.5	5.5	79.2	32.2
Cu 1st Cleaner Tail	5.36	2.39	2.17	11.4	14.6
Cu Scavenger Tail	90.31	0.12	0.45	9.4	53.2

この結果から、実操業で銅精鉱品位 20%Cu、実収率 80%程度は達成可能と予想される。

3-5 考察

3-5-1 銅浮選

銅実収率は、ストックワーク鉱については粗選/清掃の段階で 94~96%に変動し、ラカー鉱体の塊状鉱、ビシャーラ鉱体の角礫状鉱が 80~90%であった。銅精鉱品位も同様に変動が大きく、第一粗選精鉱でラカー鉱体の塊状鉱が約 42%、他は 22~25%であった。

ビシャーラ鉱体の角礫状鉱を除き、オマーンの試料は、中程度の細かい粒度 $P_{80}=70\mu m$ において粗選/清掃の段階での挙動は非常に良好であった。またビシャーラ鉱体の角礫状鉱ではより細かい粒度で実収率の向上が認められず、清掃尾鉱での銅損失は完全に片刀によるものであった。ラカー鉱体の塊状鉱での中程度の粗選/清掃実収率もまた単体分離度の制約によるものであった。

本試験での重要な成果は、全試料が同じ捕集剤で同じ良好な反応を示し、個々の鉱種で最適条件を得るための pH 条件だけが異なることである。

3-5-2 金の実収率

各試料の金品位、及び銅精鉱中への金実収率（粗選での最良の結果）を Table III-3-24 にまと

めた。

Table III-3-24 Gold recovery to copper concentrates

	Rakah B. Stockwork	Hayl as Safil Stockwork	Rakah B. Massive	Bishara Breccia
Test No	FL06	FL13	FL14	FL15
Head assay, Au g/t	0.45	0.16	3.78	1.06
Au recovery to Cu con	86.1	40.9	27.6	23.9
Au grade in Cu tail	0.08	0.16	2.8	0.94

ストックワーク鉱中の金品位は低かったが、ラカー鉱体のストックワーク鉱については、高い銅粗選精鉱金実収率が得られた。

ラカー鉱体の塊状鉱とビシャーラ鉱体の角礫状鉱だけが、金実収率向上を目的とした黄鉄鉱精鉱生産が正当化されるのに十分な金を含有していた。

処理の各段階での総合金実収率を Table III-3-25 に示す。イタリック体で示した数字は給鉱試料から実際に回収された金の実収率を示す。

Table III-3-25 Overall gold recoveries

	Rakah B. Stockwork	Hayl as Safil Stockwork	Rakah B. Massive	Bishara Breccia
Test No	FL06	FL13	FL14	FL15, FL23
Head assay, Au g/t	0.45	0.16	3.78	1.06
Au recovery to Cu con, %	<i>86.1</i>	<i>40.9</i>	<i>27.6</i>	<i>23.9</i>
Au recovery to Py con, %			35.6	28.5
Au extraction by cyanidation of Py con (calcine), %			<i>31.3</i>	<i>18.8</i>
Au recovery to Py tail, %			36.8	43.4
Au extraction by cyanidation of Py tail, %			<i>12.9</i>	<i>8.2</i>
Total Au Recovery, %	<i>86.1</i>	<i>40.9</i>	<i>71.8</i>	<i>50.9</i>

このように金品位と実収率は試料間で著しい差がある。

ラカー鉱体の塊状鉱、ビシャーラ鉱体の角礫状鉱の黄鉄鉱精鉱及び尾鉱の青化物消費量が高過ぎて、そのコストが回収金の価値を上回る程であることが今回の試験で明らかになった。それに加え、黄鉄鉱精鉱は妥当な金抽出率を得るためには酸化が必要であった。

試験試料の性質から、金回収のための特別なシステムを設けることの利益は、相当に高品位の金を含有している鉱石の量に依存することになる。

異なった鉱種の量は別として、比較的難処理性の金は、処理する上で困難が伴う。このことから、全鉱種から銅浮選精鉱への金実収率をできるだけ高める方法を試験として細再摩、硫化剤の添加試験を実施したが十分有意な結果は得られなかった。

このほか金の浸出を促進するため、次年度で加圧浸出試験、バクテリア浸出試験を実施したが、若干の浸出率に改善効果が認められたものの、操業費の点で実用性に乏しいと判断された。

第4章 選鉱設備計画

4-1 プロセス設計と鉱石の性状

4-1-1 序論

プロセス設計を行うために、第3章で述べた試験に加えて追加試験として次の項目を実施した。

- ・ 4種の鉱石試料によるロッドミル仕事指数試験。
- ・ ラカー鉱体のストックワーク鉱 (RSW) とハイル・アス・サフィール鉱体のストックワーク鉱 (HAS) の試料について、硬度変動データを得るためのボールミル及びロッドミル仕事指数試験。なお、この2種類の鉱石で埋蔵鉱量の約80%を占める。
- ・ 尾鉱に対するベンチスケールの動的高速濃縮(HRT)試験。
- ・ 尾鉱に対する真空及び加圧ろ過試験。

HRT試験及びろ過試験用尾鉱試料は、大規模バッチ浮選試験で調製した。この浮選試験は、粗選/精掃、 $20\mu\text{m}$ までの再摩及び一次精選を含むものであった。精掃及び一次精選尾鉱は統合して最終尾鉱試料とした。

4-1-2 プロセス設計

(1) 粉砕

粉砕関係の以前の試験でのデータの概要をTable III-4-1に示す。これには本調査で実施したロッドミル仕事指数も含まれている。また本調査で実施した硬度変動データをTable III-4-2に示す。これらのデータから選定した設計規準の数値をTable III-4-3に示す。

Table III-4-1 Summary of comminution data

Parameter	Ore Type							
	1993 Rakah	2000 Rakah SW	2000 Rakah MS	1993 Hayl as Safil	2000 Hayl as Safil	1993 Little Gossan	1993 Gotcha	2000 Bishara Breccia
UCS (ave)Mpa	78			82				
ICWi kWh/t								
76-51mm	13.5			10.1				
51-38mm	10.9			7.7				
38-25mm	6.9			7.0				
25-19mm	5.5			5.7				
RWi kWh/t	20.0	23.6	12.4	15.9	20.5			19.6
Bwi kWh/t	17.6	19.1	14.2	14.5	16.2	13.2	16.8	15.5
BwiP ₈₀ μm	69	82	85	72	84			80
A	44.08			38.49		60.89	57.12	
b	1.73			1.47		1.19	0.58	
A x b	76.2			56.6		72.4	33.1	
ta	1.22			0.23		1.57	0.82	
Ai	0.166			0.483				

Table III-4-2 Variability sample work index results

Sample	Rwi	BWi	BwiP ₈₀
Rakah - SW	KWh/t	KWh/t	μ m
P2-1	20.5	17.6	66
P2-2	25.6	21.6	66
P2-3	25.2	20.7	65
P2-4	24.5	20.0	65
Average	24.0	20.0	66
Hayl as Safil - SW			
P3-1	15.6	15.4	73
P3-2	15.7	15.2	70
P3-3	19.4	17.1	72
P3-4	19.5	20.1	65
Average	17.6	17.0	70

粉碎系統設計に考慮された選択肢には、伝統的な破碎・摩鋳系統と共に Semi-Autogeneous & Ball mill (SAB)方式や Semi-Autogeneous, Ball mill Pebble Crusher (SABC)方式も含まれているが、SAG mill 方式の採用の可否を検討するには、各鋳床の代表鋳石についての相当多くのサンプリングを実施して、慎重な予察試験とパイロット試験が更に必要である。

今回の場合は鋳床の規模が小さくて鋳種が多いことから、従来法の破碎・摩鋳系統を選定することとし、全体的な建設費を最小化するために破碎と一段ボールミルの併用を選択した。

Table III-4-3 Design criteria

	RSW	HAS	BB	RMS	Design
Blend Ratio	40%	40%	10%	10%	
UCS(MPa)	78	82			82
ICWi(kWh/t)					
-76-51 mm	13.5	10.1			13.5
-50-38 mm	10.9	7.7			10.9
-38-25 mm	6.9	7.0			7.0
-25-19 mm	5.5	5.7			5.7
Rwi(kWh/t)	24.0	20.5	19.6	12.4	21.0
Bwi(kWh/t)	20.0	17.0	15.5	14.2	17.8
BWiP80(μ m)	65	70	80	85	70

クラッシャーの選定は、各鋳石タイプの性状に基づいて Mesto Minerals 社所有の破碎系統サイジング・物量バランス算定プログラムを使って実施した。

3000t/d の場合では、P₁₀₀:12 mm, P₈₀:8.5 mm の産物を生産する 3 段破碎系統が選定された。一次破碎機には 30"×40" シングルトルグル・クラッシャーが選定され、二次、三次には HP200 コーン・クラッシャーが選ばれた。篩には 1.8m×6.1m のダブルデッキ・マルチスロープ・スクリーンを採用した。

ボールミルのサイズ選定は、Bond 法によるミルサイジング・プログラム (Minproc 社所有) を使って行った。産物サイズはバッチミルによる試験室浮選試験で決められた P80:70 μ m が採用された。鋳石の有価成分は大部分を占める珪酸質の母岩中の硫化鋳物であるため、脈石鋳物に

比べ軟らかく、比重が大きい。このことは摩鉱と、高比重鉱物の分級点が小さくなるサイクロン分級の両面で過粉碎に成り易い。硫化鉱に対し P₈₀:70 μm とするためには、鉱石全体の粉碎サイズは P₈₀:100 μm となる。

Table III-4-3 に示す Bond の仕事指数と 10% の不確定要因係数によるボールミルのサイズ選定には、Minproc 社所有のミルサイジング・プログラムを使用した。ボールミルはサイクロン O/F 濃度 35% の浮選給鉱を作る湿式サイクロンとの閉回路で運転される。シェル内側サイズで 5.03m φ×7.20mL の 2800kw オーバーフロー型ボールミル 1 台が直径 510 mm のサイクロンと共に選定された。

(2) 浮選

本調査で構築した浮選系統は、粗選-清掃系、粗選-清掃精鉱の P₈₀:20 μm 再摩系とそれに続く三段の精選系で構成される。この系統は精選-清掃系を組み込んだロックド・サイクル試験でテストしたが、その際その精鉱はリサイクルされなかった。鉱量バランス上、第一精選尾鉱は粗選-清掃系尾鉱と統合して最終尾鉱になるものと仮定された。

ロックド・サイクル試験の概要を Table III-4-4 に示す。

金実収率を最大化し、微細な銅の損失を最小化するためには、摩鉱系統にフラッシュ浮選とその精選ユニットセルを挿入することも検討されたが、更に詳細な解析を行った結果、これによる建設費の増分を正当化するには、原鉱金品位が不十分であることが判明した。従ってフラッシュ浮選系は最終設計には組み込まれなかった。

Table III-4-4 Locked cycle test result

Stream	Weight (%)	Cu Grade (% Cu)	Au Grade (g/t)	Cu-Rec (%)	Au-Rec (%)
Cleaner 3 Concentrate	4.33	20.5	5.5	79.2	32.2
Cleaner-Scavenger Conc.	1.22	2.37	2.6	2.6	4.2
Cleaner-Scavenger Tailing	4.13	2.40	1.9	8.8	10.4
Scavenger Tailing	90.3	0.12	0.45	9.4	53.2
Pyrite Concentrate	14.8	0.26	2.3	3.5	44.9
Pyrite Tailing	75.4	0.09	0.08	5.9	8.3
Cleaner 1 Tailing	5.36	2.39	2.1	11.4	14.6
Rougher Concentrate	9.68	10.5	3.6	90.6	46.8
Calculated Head	100.0	1.12	0.76	100.0	100.0

* ロックド・サイクル試験成績には cycle 4,5,6 の成績の平均値を採用

今回のプラントの基本設計哲学は、早期に浮遊する粗粒で単体分離した鉱物は再摩なしで精選系に送り、高品位粗選精鉱として回収することとした。そして清掃系で回収され、遅く浮いてくる複合・微粒子は、単体分離するためと新鮮な硫化鉱物表面を作り出すために精選に先だって再摩することとした。第一精選系は精鉱品位を維持するために運転され、精選-清掃系は精選実収率の調節のために使用される。精選-清掃系精鉱は再摩に繰り返され、精選-清掃系尾鉱は清掃尾鉱と共に最終尾鉱となる。

この浮選回路は、今回の選鉱試験の結果と従来からの経験を総合して採用された。系統の鉱量

バランスは試験-17 のロックド・サイクル試験を基に、フルプラント操業に適合するように修正して作成されている。

粗選-清掃系と精選-清掃系の最初の列はフロス樋をダブル式とし、粗選精鉱と第一精選精鉱を幅広く調整しながら採取できるようにした。この浮選機の選定と配列は、単に二つのダブル式フロス樋からの精鉱方向を変え、精選-清掃精鉱配管を少し模様替えするだけで（粗選精鉱と精選-清掃精鉱を分離したり、粗選と清掃精鉱を統合したり、又は精選-清掃系をなくしたり、両者を組み合わせる等）どんなモードでのプラント運転も可能なようになっている。（プロセス・フローシート参照）

再磨鉱は、選鉱試験の結果に基づいて $P_{80}:20\mu\text{m}$ に維持されるように設計されており、建設費を最小化するためボールミルが選定されている。この産物サイズは、ボールミルの産物としてはぎりぎりの細かいサイズであり、磨鉱効率を確保するためには細かい磨鉱材が必要となるであろう。再磨ミルのサイズ選定には Minproc 社所有のミルサイジング・プログラムを使用した。ミルサイズの計算には、 $P_{80}:20\mu\text{m}$ で 18.7kWh/t の推定実仕事指数を与える $P_{80}:70\mu\text{m}$ で 14kWh/t の工業用標準ボールミル仕事指数が採用された。これには 10% の不確定要因係数も含まれている。再磨系の鉱量バランスに基づいてミルの設計処理鉱量は 16t/h とした。これは、精選-清掃系精鉱を含まない形の粗選-清掃複合再磨公称給鉱量 14t/h に対比されるものである。

セルサイズは、平均的なパルプ流量を使った公称品位鉱量バランスとスケール・アップ係数 2.4 に基づいている。槽数と建設費を可能な限り最小化するため、大型の浮選機が選定された。

(3) 精鉱脱水

今回の選鉱試験では、未再磨の粗選精鉱について静的沈降試験と真空ろ過試験を実施したが、最終的な浮選回路の設計には、最終精鉱 $P_{80}:20\mu\text{m}$ 、100% までの再磨が含まれているので、シックナーとフィルターの大きさを決めるには余裕をもった設計規準を選定した。そのデータを Table III-4-5 に示す。

Table III-4-5 Concentrate dewatering data

Thickening	Unit capacity ($\text{t/m}^2 \cdot \text{h}$)
2000 testwork Rgh conc $P_{80} 70\mu\text{m}$	0.32
1994 Rakah Copper Study Cu conc $P_{80} 30\mu\text{m}$	0.38
2001 study Cu conc $P_{80} 20\mu\text{m}$	0.25
Vacuum Filtration	
2000 testwork Rgh conc $P_{80} 70\mu\text{m}$	0.9
2001 study Cu conc $P_{80} 20\mu\text{m}$	0.2

(4) 尾鉱脱水

尾鉱シックナーとろ過設備の選定と機械サイズは Table III-4-6 に要約したメーカー試験に基づいて行った。

Table III-4-6 Tailings dewatering data

Thickening	Unit Capacity (t/m ² .h)
Outokumpu testwork	0.54
1994 Rakah Copper Study	0.42
Filtration	
Svedala Vacuum leaf filtration	0.28
Svedala Pressure filtration	0.32
Larox Pressure Filtration	0.41

4-1-3 選鉱成績

第2年次に実施した選鉱試験,特にロックド・サイクル試験に基づき選鉱成績を予測した。その予想成績を Table III-4-7 に示す。

Table III-4-7 Full scale performance prediction for selected blend*

Metal	Concentrate Grade	Recovery
Copper	20.0% Cu	82%
Gold	5.6 g/t Au	33%

*Rakah Stockwork 鉱, Hyal as Safil Stockwork 鉱, Rakah Massive 鉱, Bishara Breccia 鉱のそれぞれ 40%, 40%, 10%, 10%の混合鉱。

4-1-4 設計基準値

3,000t/d 及び 2,000t/d の場合の系統想定物量バランスを Table III-4-14, Table III-4-15 に示す。

(1) 鉱石の性状

a) 計画プラント給鉱品位	%Cu	Au g/t	%S
	1.24	0.75	11.0
b) 粗鉱サイズー100%通過	mm	800	
鉱石水分	%	3.0	
かさ比重	t/m ³	1.85	
安息角	度	37	
抜き出し角	度	65	
サーチャージ角	度	20	
鉱石比重		3.2	

(2) 生産設計基準

		Base Case	Option
年処理量	t/a	1,095,000	730,000
	t/d	3,000	2,000
銅精鉱生産			
Cu 品位	%	20.0	20.0

Cu 実収率	%	82	82
Au 品位	g/t	4.8	4.8
Au 実収率	%	33	33
Cu 精鉱生産量	t/a	55,670	37,113

Table III-4-8 Estimated metallurgical performance of each ore type

Ore Type	Cu Concentrate		
	Grade	Cu %	Recovery
			Cu %
Rakah SW	20.0	88.5	66
Hayl As Safil SW	20.0	88.5	36
Breccia (Bishara, Al Jadeed)	20.0	60.0	11
Massive Sulfide(Rakah,HAS,Asghar)	20.0	87.5	25

この成績は年度別選鉱生産計画の基礎値となっている。

(4) 粗鉱受け入れ及び破碎

		Base Case	Option
a) 操業計画			
年間処理量	t/a	1,095,000	730,000
一日当たり処理量	t/h	3,000	2,000
年間操業日数	No.	365	365
一日当たり操業時間	h	24	24
年間実操業時間	h	7,000	7,000
稼働率	%	80	80
計画給鉱量	t/h	156	104
b) 受け入れビン			
実容量	h	0.5	0.5
有効容積	m ³	42	28
受け入れビン・グリズリ間隔	mm	600	600
抜き出し方式		振動型	振動型
一次クラッシャー・グリズリ	mm	75	75
c) 一次クラッシャー			
形式		シングルトルグル・ジョー型	
サイズ		C100 相当品	
給鉱サイズ F100	mm	600	600
CSS 設計	mm	100	100
CSS 最小	mm	75	75

d) 二次クラッシャー

形式		コーン型	
サイズ		Hp200 相当品	Hp300 相当品
給鉱サイズ F100	mm	150	150
CSS 設計	mm	25	25
CSS 最小	mm	20	20

e) 三次クラッシャー

形式		コーン型	不 要
サイズ		Hp200 相当品	
給鉱サイズ F100	mm	28	
CSS 設計	mm	14	
CSS 最小	mm	10	

d) スクリーン

形式		ダブルデッキ型	
サイズ	m	1.8×6.1	
上段デッキ網目	mm	28	28
下段デッキ網目	mm	12	14
給鉱量	t/h	415	330
スクリーン網下 P80	mm	8.5	10.3

e) 摩鉱ビン

実容量	h	12	12
有効容積	m ³	810	540
抜き出し方式		振動型	振動型

(5) 摩鉱と分級

		Base Case	Option
a) 操業計画			
年間処理量	t/a	1,095,000	730,000
一日当たり処理量	t/d	3,000	2,000
年間操業日数	No.	365	365
一日当たり操業時間	h	24	24
年間実操業時間	h	8,000	8,000
稼働率	%	91.3	91.3
計画給鉱量	t/h	137	91

摩鋳形式		一段閉回路ボールミル方式	
給鋳サイズ F80	mm	8.5	10.3
産物サイズ (総合) P80	μ m	100	100
産物サイズ (硫化物) P80	μ m	70	70

b) ボールミル

形式		溢流型	
ミルサイズ (シェル内径)	m	5.03	4.42
〃 (EGL 有効摩鋳長)	m	7.20	6.24
設計ピニオン駆動力	kW	2,530	1,748
最大ピニオン駆動力	kW	2,744	1,912
設置モーター動力	kW	2,800	2,000
ボール装入量 設計値	容量%	35	37
〃 最大値	容量%	39	41
回転速度	臨界速度の%	70	70
ボールサイズ	mm	80	90

c) 分級設備

形式		サイクロン方式	
サイズ (直径)	mm	510	510
操業基数		4	3
予備基数		1	1
オーバーフロー濃度	% solid	35	35
給鋳濃度	% solid	58	58
アンダーフロー濃度	% solid	75	75
循環荷重	%	300	300
サイクロン給鋳圧	k Pa	65	65

(6) 浮選と再摩鋳

		Base Case	Option
a) 粗選・清掃浮選			
給鋳濃度	% solid	35	35
試験時粗選時間	min	1	1
試験時清掃浮選時間	min	7	7
スケールアップ係数		2.4	2.4
粗選浮鋳品位	%Cu	20	20
粗選浮鋳実収率	%	74	74
清掃浮鋳品位	%	3	3

清掃浮鉱実収率	%	77	77
浮選機サイズ, 区数		16m ³ /区, 6 区 (3+3)	
b) 再摩鉱			
給鉱量	t/h	16	11
F80	μ m	60	60
P80	μ m	20	20
ミル形式		閉回路式溢流型ボールミル方式	
ミルサイズ			
ミル内径	m	3.05	2.74
ミル長 (EGL)	m	4.05	3.55
ピニオン駆動馬力(設計値)	kW	464	317
" (最大)	kW	539	361
モーター設置馬力	kW	550	400
ボール装入量 (設計値)	%容量	40	40
" (最大)	%容量	45	45
ボールサイズ	mm	25	25
ミル回転速度	臨界速度の%	75	75
分級方式		サイクロン方式	
サイクロンサイズ	mm	250	250
操業基数		2	1
予備基数		1	1
循環荷重	%	300	300
給鉱圧	kPa	85	85
c) 第一クリーナー浮選			
給鉱濃度	%solid	15	15
試験時浮選時間	min	2	2
スケールアップ係数		2.4	2.4
浮鉱品位	%Cu	16	16
浮鉱実収率	%	75	75
クリーナー清掃選給鉱濃度	%solid	11	11
試験時清掃浮選時間	min	10	10
スケールアップ係数		2.4	2.4
クリーナー清掃浮選浮鉱品位	%Cu	10	10
" 実収率	%	67	67
浮選機サイズ, 区数		8m ³ /区, 8 区 (2+6)	

d) 第二クリーナー浮選			
給鉱濃度	%solid	15	15
試験時浮選時間	min	7	7
スケールアップ係数		2.4	2.4
浮鉱品位	%Cu	18	18
実収率	%	80	80
浮選機サイズ, 区数		8m ³ /区, 4区	
e) 第三クリーナー浮選			
給鉱濃度	%solid	15	15
試験時浮選時間	min	7	7
スケールアップ係数		2.4	2.4
浮鉱品位	%Cu	20	20
実収率	%	80	80
浮選機サイズ, 区数		8m ³ /区, 2区	

(7) 濃縮と脱水

		Base Case	Option
a) 精鉱			
精鉱シックナー			
形式		従来方式	
精鉱量 (設計値)	t/h	7	4.7
負荷量	t/m ² h	0.25	0.25
アンダーフロー濃度	%solid	65	65
シックナー径	m	6	5
精鉱脱水			
形式		真空濾過	
フィルター稼働率	%	75	75
処理能力	t/h	8.5	5.6
ケーキ水分	%	14	14
濾過速度	t/m ² h	0.2	0.2
濾過面積	m ²	42	28
精鉱貯鉱			
ケーキ嵩比重	t/m ³	1.7	1.7
貯鉱方式		露天貯鉱	
貯鉱能力	日	7	7
貯鉱容量	m ³	630	420

b) 尾鉾

尾鉾シクナー

形式	高速型		
設計処理量	t/h	130	87
負荷量	t/m ² h	0.54	0.54
アンダーフロー濃度	%solid	65	65
シクナー径	m	18	15

濃縮尾鉾貯泥

形式	攪拌タンク型		
貯泥容量	h	1	1
貯泥量	m ³	112	75

尾鉾脱水

形式	加圧式		
濾過稼働率	%	75	75
処理速度	t/h	130	87
ケーキ水分	%	15	15
濾過速度	t/m ² h	0.4	0.4
濾過面積	m ²	400	270
ケーキ嵩比重	t/m ³	1.9	1.9
貯鉾場形式	フィルター下コンクリート堤防形式		
貯鉾容量	h	12	12
貯鉾量	m ³	70	46

(8) 試薬

Base Case Option

a) 消石灰

入荷フォーム	粉末状バルク		
成分純度	%CaO	88	
設計消費量	kg/t	5.4	5.4
	t/day	16	11
添加方式	ミル給鉾へ直接粉体添加, その他へはスラリー添加		

b) 捕収剤

M2030 (又は A3894)

入荷フォーム	200 kg ドラム		
設計消費量	g/t	40	40
	kg/day	120	80
添加方式	ヘッドタンクから定量ポンプ添加 (100%濃度)		

Na-IPX

入荷フォーム		200 kg	ドラム
設計消費量	g/t	40	40
	kg/day	120	80
添加方式	ヘッドタンクから定量ポンプ添加 (10%濃度)		

c) 起泡剤—MIBC

入荷フォーム		200 kg	ドラム
設計消費量	g/t	25	25
	kg/day	75	50
添加方式	ヘッドタンクから定量ポンプ添加 (100%濃度)		

d) 凝集剤

タイプ		Nalco 9903 又は同等品	
入荷フォーム		25kg	粉状袋詰
設計消費量—尾鉍シッケナー	g/t		20
—銅精鉍シッケナー	g/t		20
—合計	kg/d	120	80
添加方式	貯液タンクから定量ポンプ添加 (0.5%濃度)		

(9) 用水

		Base Case	Option
a) 清水 (捕給水, 飲料可能水質)			
消費量(飲料用 10 m ³ /h を含む)	m ³ /h	40	30
貯水槽容量	h	12	30
	m ³	350	350
消火槽容量	m ³	150	150
合計容量	m ³	500	500
b) プロセス用水 (循環水)			
プロセス用水ポンプ			
平均流量	m ³ /h	324	243
設計流量	m ³ /h	405	300
貯水容量	h	6	8
プロセス用水貯水量	m ³	2,000	2,000

4-1-5 選鉱系統

選鉱系統は本調査で実施した選鉱試験結果の検討に基づいて作られたもので、その設計と斬新な機械配置は操業や修理のやり易さを考えながら、一方で起業費の節約の必要性を考慮したものとなっている。また、鉱質の変化に対応できるように、浮選工程では主要な回路で其の行き先が変えられるように操業面で融通性を持つように設計している。これにより鉱質の変化に浮選が適切に対応できる融通性が確保されている。

選鉱系統フローシートを Fig. III-4-1, III-4-2 及び III-4-3 に示す。

(2) 選鉱場の位置と配置

選鉱場の位置と設備の配置は Fig. III-4-4 及び Appendix 2A に示した。

選鉱場は UTM 座標 454300E, 2417500N 付近の、なだらかな傾斜地に位置し、選鉱場建設にあたっては整地を行う必要がある。

設備配置は典型的な浮選選鉱場のものである。破碎と篩い分けプラントは粗鉱受け入れ広場に沿って配置されており、この工程はダストコレクター付きの乾式プラントで、スクリーン、クラッシャー及びクラッシャー給鉱ビンの構造支保と粉鉱ビンを結合させることで起業費を最小にするように設計されている。また、この配置によって効率的な操業と修理の容易さを期待できるものとなっている。

摩鉱と浮選場は配管、支保用鋼材工事や電気配線を極力減らせるようにコンパクトな配置となっており、これにより起業費は最小で、かつ操業や修理が容易な結果となっている。

摩鉱ミルは並べて配置され、このためいろいろな操業箇所とアクセスが簡単に出きるようになっている。浮選場はミルと同列に並べられて配置され、共通の通路で行き来できるようになっている。また、この通路は浮選地区の主要パイプ配管のラックとしても利用されている。浮選回路においては可能な限りポンプを使わず自然に流す方式となっている。

精鉱及び尾鉱の濃縮・濾過と試薬溶解場は一ヶ所に集められており、共通の通路で往来できる配置となっている。

主要中央コントロール室は操業効率を考えてミルと浮選場近くに置かれている。そして、配置上、コントロール室とプラントのいろいろな地域（主として高いレベル）と容易に連絡できるように考慮されている。

(3) 破碎と篩い分け

粗鉱受け入れビンは鋼鉄構造内に収められており、一次クラッシャーはこれとは別個のコンクリート基礎の上に設置されている。二次、三次コーンクラッシャーはジョークラッシャーの傍に設置されており、これら3つのクラッシャー産物が共通コンベヤーに乗るようになっている。このコンベヤーの破碎産物はスクリーン給鉱コンベヤーを経由して二床式振動篩に送られる。このスクリーンは粉鉱ビン (FOB) の上に設置されており、その中間スクリーンの網上は二次及び三次コーンクラッシャー用給鉱ビンに落ちるようになっている。

クラッシャー給鉱ビンは鋼材支保やシュートを減らすために粉鉱ビンと一部共通構造となっている。また、破碎場での主要修理工事は移動式クレーンを使って行なわれる。

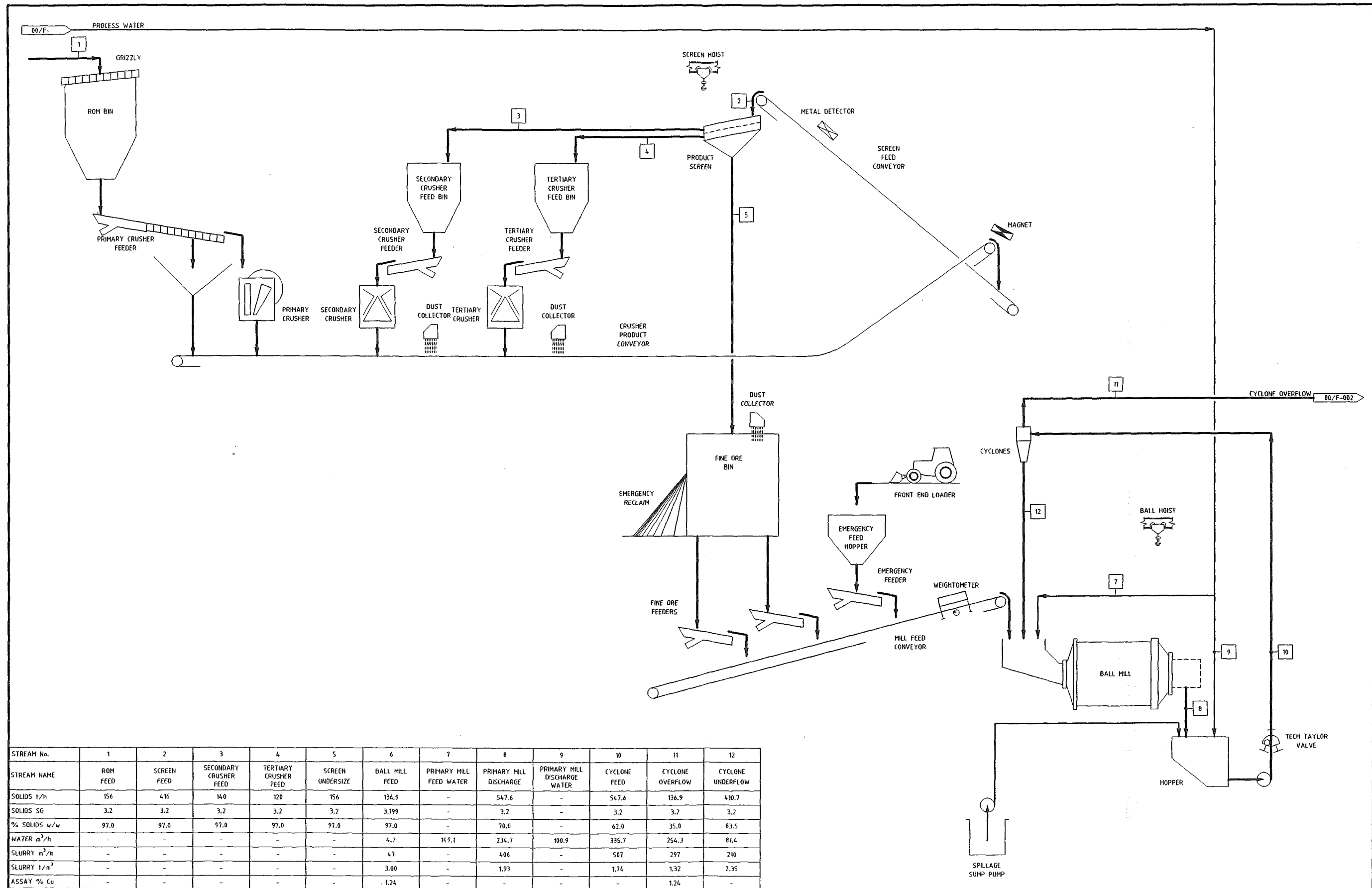
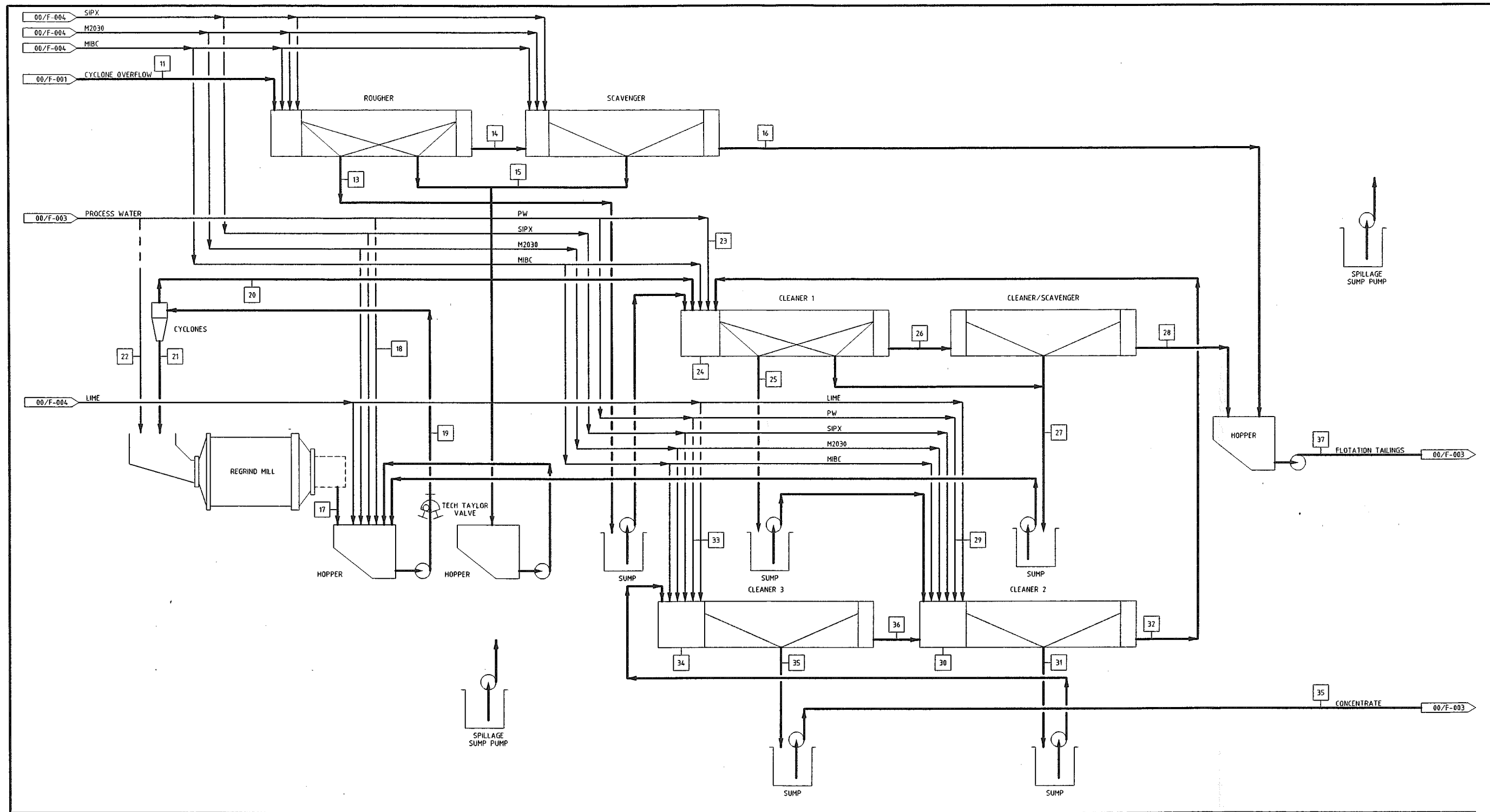


Fig. III-4-1 Process flow diagram (crushing and grinding)



STREAM No.	11	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37
STREAM NAME	CYCLONE OVERFLOW	ROUGHER CONCENTRATE	ROUGHER TAILINGS	SCAVENGER CONCENTRATE	SCAVENGER TAILINGS	REGRIND MILL DISCHARGE	REGRIND MILL DISCHARGE WATER	REGRIND CYCLONE FEED	REGRIND CYCLONE OVERFLOW	REGRIND CYCLONE UNDERFLOW	REGRIND MILL FEED WATER	CLEANER 1 DILUTION WATER	CLEANER 1 FEED	CLEANER 1 CONCENTRATE	CLEANER 1 TAILINGS	CLEANER/SCAVENGER CONCENTRATE	CLEANER/SCAVENGER TAILINGS	CLEANER 2 DILUTION WATER	CLEANER 2 FEED	CLEANER 2 CONCENTRATE	CLEANER 2 TAILINGS	CLEANER 3 DILUTION WATER	CLEANER 3 FEED	CLEANER 3 CONCENTRATE	CLEANER 3 TAILINGS	COMBINED TAILINGS
SOLIDS t/h	136.9	6.3	130.6	10.6	120.0	18.8	-	33.6	14.7	18.8	-	-	25.5	11.4	14.0	4.1	9.9	-	14.2	9.7	4.5	-	9.7	7.0	2.7	129.9
SOLIDS SG	3.2	4.3	3.1	3.3	3.1	4.3	-	4.3	4.3	4.3	-	-	3.7	4.1	3.4	3.7	3.2	-	4.0	4.2	3.7	-	4.2	4.3	3.9	3.1
% SOLIDS w/w	35.0	35.0	35.0	25.0	36.3	60.0	-	38.0	25.0	64.0	-	-	15.0	30.0	10.7	20.0	8.9	-	15.0	30.0	7.2	-	15.0	30.0	6.6	29.4
WATER m ³ /h	254.3	11.7	242.6	31.9	210.7	12.6	30.5	54.7	44.1	10.6	1.9	16.2	144.3	26.7	117.6	16.4	101.2	14.9	80.2	22.6	57.6	32.3	54.9	16.3	38.6	312.0
SLURRY m ³ /h	297	13	284	35	24.9	17	-	63	4.8	15	-	-	151.2	29.5	121.7	17.5	104.3	-	83.7	24.9	58.8	-	57.2	17.9	39.3	353.3
SLURRY t/m ³	1.32	1.37	1.31	1.21	1.33	1.85	-	1.41	1.74	1.96	-	-	1.12	1.29	1.08	1.17	1.07	-	1.13	1.30	1.06	-	1.13	1.30	1.05	1.25
ASSAY % Cu	1.24	20.00	0.34	3.20	0.08	-	-	-	5.09	-	-	-	9.59	16.0	4.35	10.0	2.03	-	15.4	18.0	9.76	-	18.0	20.0	12.86	0.23

Fig.III-4-2 Process flow diagram (flotation)

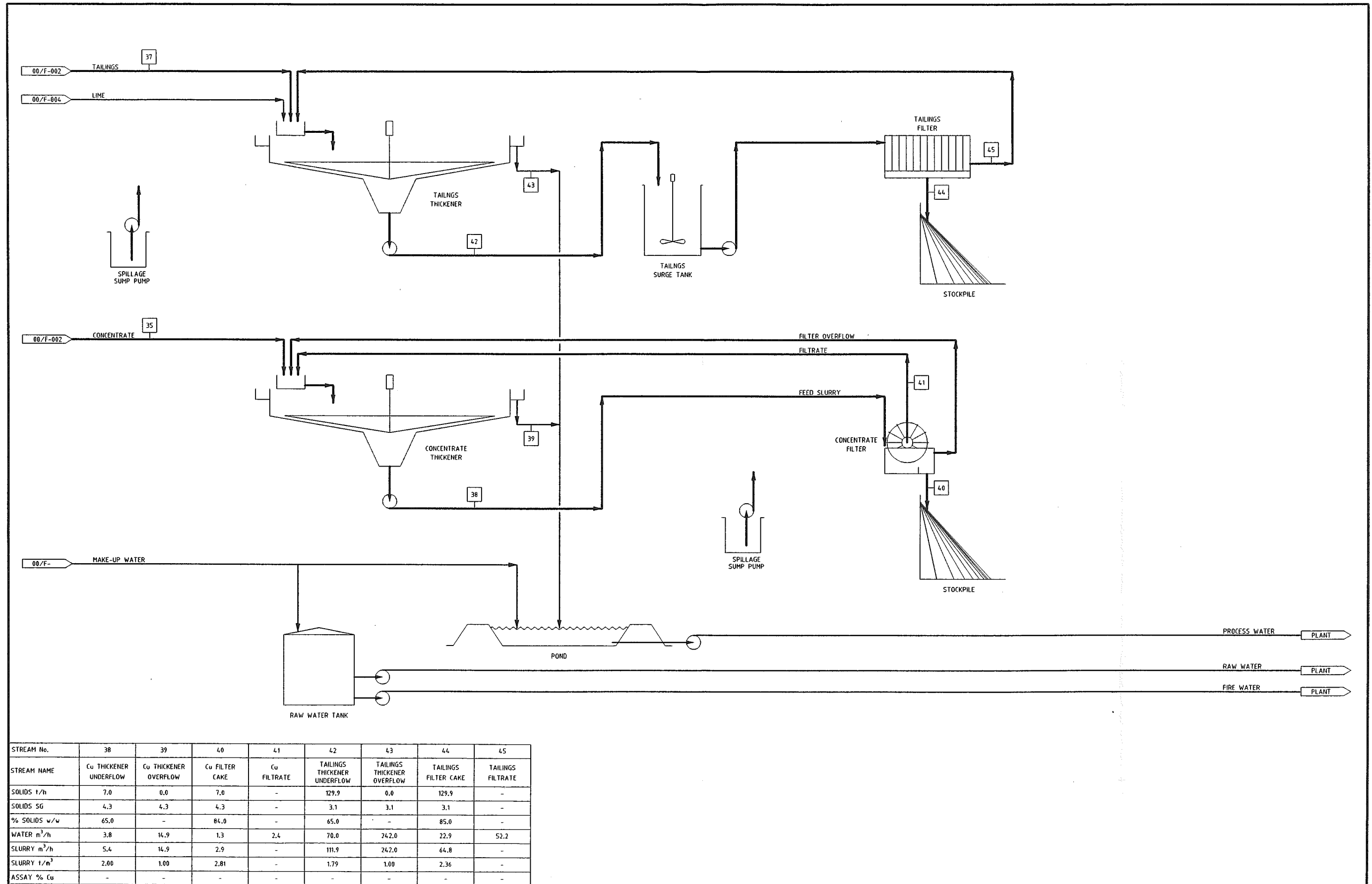


Fig. III-4-3 Process flow diagram (dewatering)

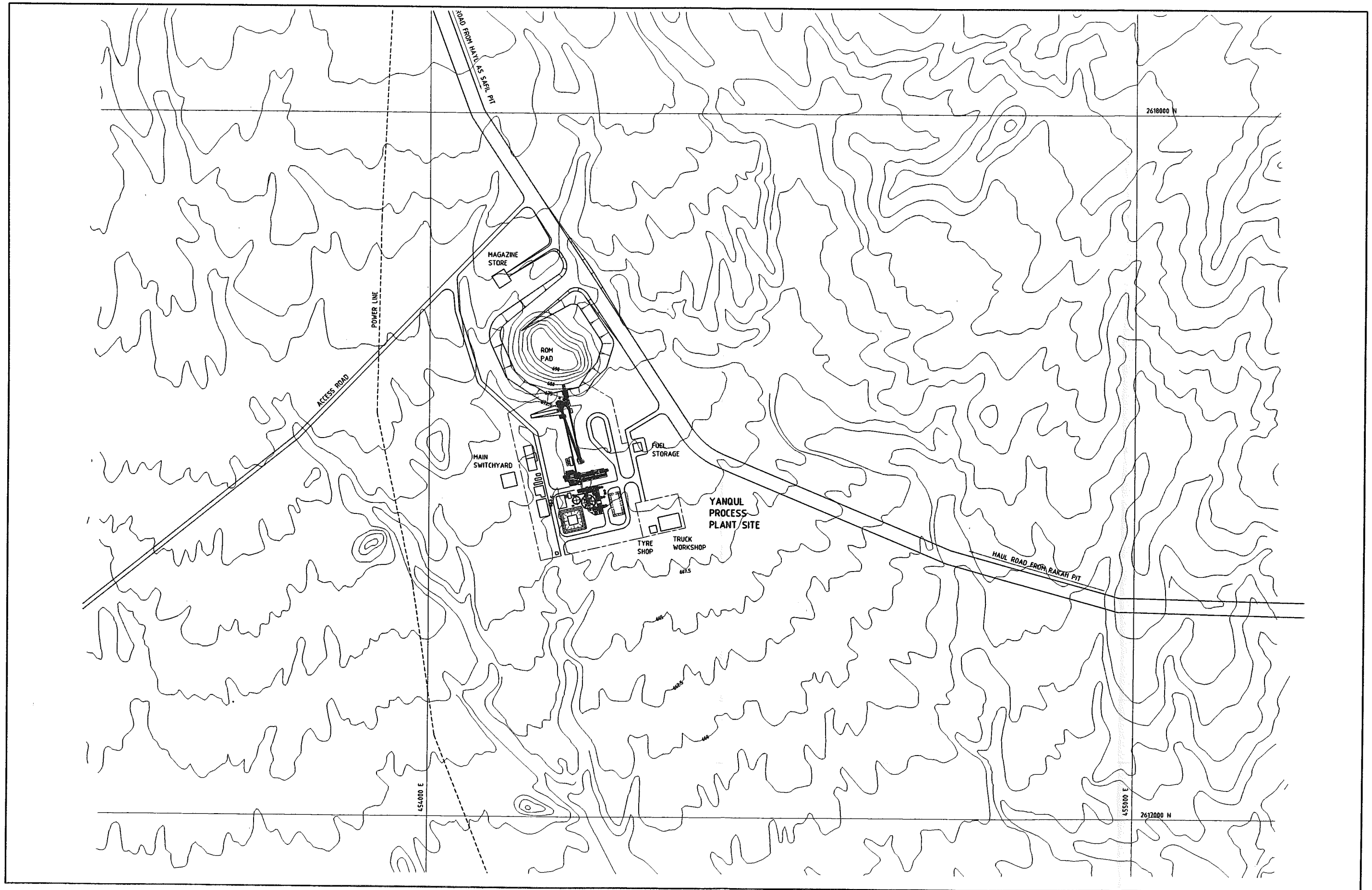


Fig.III-4-4 Location of process plant site

クラッシャーと篩い分けプラントの主要仕様は次の通り。

- ・ ROM ビン：80t 有効容量
- ・ プライマリ・クラッシャーフィーダーとグリズリ：振動フィーダー，160t/h 設計容量
- ・ プライマリ・クラッシャー：シングル・トグルジョー型，1,000mm×760mm
- ・ クラッシャー排鉱とスクリーン給鉱コンベヤー：415t/h 設計容量
- ・ 金属片用マグネットとメタル探知機：クラッシャー産物コンベヤーの先端部に設置
- ・ 産物スクリーン：1.8m 幅×6.1m 長 二床式
- ・ 二次クラッシャー：標準コーン型，設計能力 140t/h
- ・ 三次クラッシャー：ショートヘッド型，設計 120t/h

粗鉱は採鉱からトラックで運ばれ，600mm 開きのグリズリ付 ROM ビン上に直接あけられる。このビンの貯鉱量はクラッシングプラント給鉱の約30分容量である。グリズリ網上鉱は人手により除去する。また，このグリズリは修理時には移動式クレーンで簡単に取り外す事ができる設計となっている。

ROM から鉱石は 1,500mm×4,400mm 長の可変速型振動フィーダーで抜き出される。このフィーダーの先端部は 100 mm 開きの振動グリズリとなっており，この網下鉱はジョークラッシャーをバイパスし，網上鉱だけがジェークラッシャーに給鉱される。また，1,000mm×760mm のシングルトグル式ジョークラッシャー1 基が選定された。このクラッシャーは ROM ビンのグリズリを通過する最大塊を処理できる設計となっている。また，クラッシャー産物粒度は 100mm 通過分 80%と予想されている。

グリズリ網下鉱とジョークラッシャー排鉱は900mm 幅×70m 長のクラッシャー産物コンベアーに落ちる。クラッシャー排鉱付近にはベルト保護のためのインパクトアイドラが設置されている。また，クラッシャー産物コンベアーのヘッド部には金属片除去のため固定式手動清掃型マグネットが設置されている。

鉱石は産物コンベアーでスクリーン給鉱コンベアーに運ばれ，1.8m 幅×6.1m 長の二床式スクリーンに給鉱される。この際，鉱石はメタルディテクターを通過するようになっており，もし金属片が探知されたら警報が鳴る。

上段網目 28mm の網上は 40t 容量のクラッシャー給鉱ビンに送られたのち，ビンから制御された量が振動フィーダーで抜き出され，二次標準型コーンクラッシャーに給鉱される。下段スクリーンの網上鉱は 40t 容量の三次クラッシャー給鉱ビンに落ち，このビンから振動フィーダーで給鉱量は調整され，三次ショートヘッド型コーンクラッシャーに給鉱される。このスクリーンの網下，-12mm 鉱は FOB に落ちるようになっている。

FOB は 1,500t の有効容量で，これ以下のプラント 12 時間分の操業に十分な容量である。また，FOB の抜き出し部分には耐磨耗プレートが張られており，2 基の振動フィーダーが設置されている。また，この FOB の特色としてはオーバーフロー機能を備えており，非常時にはビンの側で粉鉱がストックパイルできるようになっている。

鉱石は FOB から 1 基又は 2 基の振動フィーダーで抜き出され，ミル給鉱コンベアーに給鉱される。この振動フィーダーの振動数は可変速で，ミル給鉱コンベアーのウェイトメーターとリン

クしてミルへの給鉱量をコントロールするようになっている。また、ミル給鉱コンベアーは非常用給鉱ビンと振動フィーダーにも連結しており、上流側の操業が止まった時でも引き続きミル以下が操業できるようになっている。紛鉱は非常用紛鉱ストックパイルからフロントエンドローダーでこの非常用ビンに貯鉱出来るようになっており、このビンの振動フィーダーもウエイトメーターと連動してミル給鉱量を制御できるように振動数は可変速となっている。

(4) 摩鉱と分級

鉱石はミル給鉱コンベアーから耐磨耗性のゴムでライニングされたシュートとミルのフィードスパウトを経由してボールミルに給鉱される。給鉱シュートはレール上に設置され、修理時には引き出せるようになっている。プロセス水とサイクロンアンダーフローもこのミル給鉱シュートに添加される。

摩鉱操業は 80%通過サイズ 9mm の給鉱を 80%通過サイズ 100 μ m に粉碎するものである。ボールミルはゴムライニングした 5.0m 直径、有効長 (EGL) 7.2m の溢流タイプのもので排鉱側にトロンメルがあり、湿式サイクロンと閉回路操業となっている。ミルには定速型の 2,800kw 巻線型モーターが設置されており、ギヤーボックス経由で駆動され、起動用に液体抵抗スターターを使ったソフト起動機構を備えている。ピニオンとトラニオンベアリングはオイル潤滑されており、ガスギヤーの潤滑システムは完全な自動圧気駆動スプレイ型である。

ボールミル排鉱の付帯トロンメル網下分は 1.5 分の滞留時間容量のゴムライニングポンプホッパーに送られる。このホッパーには可変速ポンプとその予備ポンプが設置されており、これでミル排鉱はサイクロン・クラスターに給鉱される。

サイクロン・クラスターは 510mm 径の 5 基のワーマンサイクロンからなり、その内 1 基は予備となっている。80%通過サイズ 100 μ m のサイクロンオーバーフローは自然流下で粗選回路に給鉱される。サイクロンアンダーの粗粒部はボールミルの給鉱シュートに戻される。

摩鉱床下は完全に堤防で囲まれており、床面は脱鉱が中央の集合サンプルへ集まるように傾斜がついている。ミル排鉱のトロンメル網上雑物用にはコンクリート製溜めが設置されており、定期的に車を乗り入れ除去される。ボールミル用のボールはミル給鉱シュート上にあるモノレール式電動ホイストを使ったキブルからチャージされる。

新補給ボールは地上レベルでドラムからキブルに移され、そこから吊り上げられて装入位置のミル給鉱シュートにあけられる。

(5) 浮選と再摩鉱

浮選回路は硫化銅鉱物を 20%品位の最終精鉱に仕上げるように設計されている。

浮選回路は粗選、清掃選と 3 段の精選工程から構成されており、この中には浮選中間産物の再摩鉱を行なう再摩ミルも含まれている。この中間産物は最適な品位と実収率を達成するには再粉碎が必要な複合粒子から構成されている。浮選場には屋根がなく、摩鉱場の延長上に一列に配置されている。浮選機は地上レベル近くに設置されており、フロスポンプは地中のサンプル内に据え付けられている。この設計は起業費を最小にするために必要で、従来の設計のように浮選機を高く据えて従来式ポンプを据え付ける方式であれば、かなり余分な鋼材やコンクリートが必要とな

るからである。フロスポンプは垂直スピンドル型でサンプ内に設置される。大きな修理は移動式クレーンか小型の構内クレーンを使用して実施される。

浮選場は次の主要機器で構成されている。

- ・ 粗選機,
- ・ 清掃機, 16 m³ セル 3 区
- ・ 第一精選機, 8 m³ セル 2 区
- ・ 精選清掃機, 8 m³ セル 6 区
- ・ 第二精選機, 8 m³ セル 3 区
- ・ 第三精選機, 8 m³ セル 2 区
- ・ 再摩鈹ボールミル, 3.05m 径×4.05m 長 (EGL), ミルには定速巻線型 550kw が設置され, ギヤーボックス, ピニオン, ガースギヤーで駆動される。また, 流体抵抗起動機でソフト起動が可能である。ピニオンとトラニオンベアリングはオイル潤滑で, ガースギヤーの潤滑システムは圧気スプレイトイプである。
- ・ 再摩鈹用サイクロンは 250mm 径で 2 基が常用, 1 基予備である。

摩鈹回路からのサイクロンオーバーフローは 35%濃度で粗選機の給鈹ボックスに自然流下フイードされる。粗選機は樋型 16 m³ セル 3 区で, そのフロス樋はダブルになっており, いろんな産物に適應できるようになっている。清掃機も同じ 16 m³ セル 3 区でこれも同じようにダブルフロス樋方式である。粗選、清掃回路の合計滞留時間は 20 分である。

粗選系のフロスは第一精選系もしくは直接, 精鈹シクナーにポンプ輸送される。清掃系のフロスは再摩鈹ミル排鈹ホッパーに送られ, 清掃系の尾鈹は最終尾鈹ホッパーに導かれたあと尾鈹シクナーに送られる。

精選機は全部従来型の機械攪拌タイプで, 第一精選、同清掃, 第二精選, 第三精選回路で各々 6, 4, 17, 17 分の滞留時間をとるように設計されている。

第一精選系への給鈹は粗選フロス, 第二精選尾鈹と再摩鈹系からの再摩産物である。第一精選フロスはポンプで第二精選系給鈹ボックスに送られ, 第二精選系フロスは第三精選系の給鈹ボックスにポンプ輸送される。

最終精鈹は自然流下で精選精鈹サンプに集められのち、ポンプで精鈹シクナーに送られる。精選尾鈹は精選清掃系セルに自然流下される。精選清掃系フロスは再摩鈹系排鈹ボックスへポンプで送られ, 尾鈹は最終尾鈹ホッパーを経て尾鈹シクナーに輸送される。

第二精選尾鈹はポンプで第一精選給鈹ボックスに戻され, 第三精選尾鈹は第二精選系に自然流送される。

粗選清掃及び精選清掃浮選からの中間産物は再摩鈹の排鈹ホッパーに送られたのち, ミル排鈹と一緒に再摩鈹サイクロンにポンプ輸送される。再摩鈹サイクロンの粗粒アンダーフローは再摩鈹ミルの給鈹スパウトに流れ, オーバーフローは第一精選系のヘッドに送られる。再摩鈹系統は粉碎産物の 80%通過粒度が 20 μm になるように設計されている。

(6) 精鈹処理

浮選精鉱は選鉱場から運び出される前に濃縮、脱水される。

浮選回路からの精鉱は精鉱シックナー給鉱ボックスへポンプ輸送され、フィルターからの濾過水と一緒に。凝集剤もこの給鉱ボックスに添加され、そこからシックナーの給鉱口に送られる。精鉱シックナーのアンダーフローは65%濃度でフィルターにポンプ流送され、水分14%以下に脱水される。シックナーのオーバーフローはパイプで連結された用水池に送られ、プロセス用水システムで循環使用される。

濾過機としては42m²の濾過面積を持つ真空デスクフィルターが採用され、上段レベルのプラットフォームに設置されている。この配置により脱水後のフィルターケーキがそのまま区分された場所に落下するようになっている。脱水された精鉱はフロントエンドローダーで精鉱輸送トラックに積み込まれる。この貯鉱場所の容量は1,000tで、同時にローダーが操車出来る広さがある。フィルターの濾過液は自然流下で精鉱シックナーに戻り、給鉱希釈用水に利用される。

(7) 尾鉱処理

浮選尾鉱は浮選場から運ばれる前に濃縮、脱水される。尾鉱系統からの用水の回収は全体のプロジェクト使用水を最小にする上で重要である。

浮選回路からの尾鉱は尾鉱シックナー給鉱ボックスにポンプ輸送され、ここで尾鉱フィルターから回収された濾過水と一緒に。凝集剤もまたこの給鉱ボックスに添加され、そこからスラリーはシックナー給鉱口に流れ込む。

シックナーアンダーフローは65%濃度でフィルターにポンプ圧入され、水分約15%に脱水される。一方、シックナーオーバーフローはパイプでプロセス用水池に入り、プロセス用水システムでリサイクルされる。

フィルターには総容量が32m³のプレート型圧入式フィルター2基が選ばれ、脱水ケーキが区分された場所に落ちるように上段プラットフォームに設置されている。落ちたケーキはフロントエンドローダーで廃さいダム向けのトラックに積み込まれる。

この場所は1,500tの尾鉱貯鉱容量とローダーの操車余地をもつ広さがある。フィルタープレスからの濾過水は尾鉱シックナーに自然流下で戻り、希釈水として利用される。

(8) 試薬

試薬溶解と貯蔵設備は摩鉱場とシックナーセクション間の主要アクセス通路にある。この位置が選ばれたのはトラックやフォークリフトが容易にアクセスでき、かつプラントの試薬分配の中央部に相当しているためである。試薬溶解設備は24時間分の操業に十分な貯蔵容量があるので溶解作業が昼間のシフトだけで可能なように設計されている。試薬設備地域は外と分離して区分され、漏れた試薬はサンプルに集まるようになっている。また、安全シャワー設備が溶解設備付近及びプラント中の試薬添加位置に配置されている。試薬関係配管図はAppendix 2Aに示した。

各種類の試薬は次のようにして使用される。

a) 捕収剤 M2030

この捕収剤は200リットル入りドラムで入荷され、ドラムからは空気式ドラムポンプで浮選場地区にあるヘッドタンクに汲み上げられる。この捕収剤は流量ポンプでボールミル排鉱ホ

ッパー、再摩鉍排鉍ホッパー及び精選回路に添加される。

b) 捕収剤 ザンセート SIPX

200 リットルドラムで入荷。溶解・貯蔵タンク上部の囲われたドラムチッパーに吊り上げられる。

吊り上げには試薬場の頭上モノレールホイストが使用される。溶解・攪拌タンクから、ザンセートは流量ポンプでボールミル排鉍ホッパー、再摩ミル排鉍ホッパー及び清掃浮選系と精選系に添加される。

c) 起泡剤 MIBC

起泡剤も 200 リットルドラムで入荷し、ドラムから直接浮選場のヘッドタンクへポンプ輸送される。

この濃縮されたままの起泡剤は流量ポンプで粗選、清掃選および精選系のヘッドに添加される。

d) 凝集剤

凝集剤は精鉍及び尾鉍シックナーの給鉍口に添加され、シックナーオーバーフローの清澄度を改善し、シックナー操業全般の操業度を上げる働きをする。凝集剤プラントはパッケージユニットになっていて、このシステムは貯蔵タンク、可変速フィーダー、攪拌機、攪拌槽と攪拌部と貯蔵タンク間の凝集剤の輸送ポンプから成り立っている。

凝集剤は各々の決まった可変速容積型ポンプで精鉍、尾鉍シックナーに添加される。

e) 消石灰

消石灰は空気式ロードタンカーで輸送されてきて、ミル給鉍コンベアー上にある貯蔵サイロに直接パイプ輸送される。貯蔵サイロから消石灰は可変速回転バルブで一定量がミル給鉍コンベアーに添加される。このサイロには屋根にダストコレクターが、底部には振動コーン排出機構（ビン・アクチベーター）が設置されている。消石灰はまた、可変速スクリュフィーダーでサイロから石灰ミルク用攪拌タンクに送られる。消石灰はこの場合ロータリバルブ上のシュートからスクリュフィーダーで直接消石灰を抜き出す方式となっている。

消石灰ミルクは加圧環状幹線から浮選回路に分配されて後、タンクに戻る方式である。この環状幹線内の消石灰ミルクの流速は連続的で、またスケール防止と懸濁物の沈降を防止するに十分な早さを維持するものとなっている。消石灰は回路内の必要な位置で、必要量を小さな定量ポンプで添加される。

(9) エヤー・サービス

プラント・エヤー配管図は Appendix A2 に示す。

a) プラント用圧気

常用及び予備のロータリースクリューコンプレッサーが 750kPa のプラント用圧気を賄っている。圧気はプラントエヤーレシーバーに溜められ変動が防止されている。プラント用圧気はエヤーレシーバーから環状幹線配管で供給される。計器用エヤーもレシーバーからとられるがプラントに分配される前に濾過され、かつ乾燥剤式乾燥器でドライにされる。また、計測器用のエヤーレシーバーが装備されている。

b) 低圧エヤー

常用 1 台、予備 1 台の容積型低圧エヤーブローワーが浮選系に設置され、各々 30kPa の圧気を供給している。また、各ブローワーの速度は浮選セル用にその出口で規定圧を保つように制御されている。ブローワーは遮音壁内に設置されている。

(10) 用水

a) 新補給水

新補給水はポンプ流送でプラントの 500m³ 清水タンクに送られてくる。場内には専用の予備のある 1 台ポンプで清水タンクからパイプ配管で供給される。新補給水は試薬溶解、安全用シャワーとポンプのグランドシール水に使用される。

b) プロセス用水

プロセス用水は通常操業 6 時間分に充分な 2,000m³ の容量を持ったライニングを敷いたダムに貯水される。プロセス用水は尾鉱及び精鉱シクナーのオーバーフローが水源であるが、新補給水システムからの補給も可能である。プロセス用水は主要添加箇所のボールミルや再摩鉱ミルのほかプラントの各所で使用される。常用のほか予備ポンプが設置されている。

c) 飲料水

飲料水は新補給水から直接採水され、現場沐浴、飲料用や安全シャワーに利用される。

d) 防火用水

防火用水環状幹線システムがプラント中に網羅されている。新補給水ポンプからの流れは環状幹線水圧が維持されており防火用水として使用される。消火栓が使われて設定値以下に水圧が下がった時はいつでも専用のディーゼルブースターポンプが自動的に起動するようになっている。この防火用ディーゼルブースターポンプは新補給水タンクと連結している。新補給水ポンプはこのブースターポンプのサクションノズルの上方ある出口ノズルから水を汲み出すようになっていて、もしタンクへの新補給水が出来なくなったときはこの防火用ブースターポンプで最低量の 150 m³ が取れるようになっている。

4-2 操業費

3,000t/d と 2,000t/d の場合の操業費を Table III-4-9 及び Table III-4-10 にそれぞれ示す。

Table III-4-9 3,000t/d plant operating costs summary

	US \$ (Per Annum)	US \$/t
Labour	807,527	0.74
Power	1,933,757	1.77
Reagents	1,010,498	0.92
Maintenance Materials	395,544	0.36
Consumables	959,836	0.88
Tailings Dam Operation	747,908	0.68
Miscellaneous	577,526	0.53
Total	6,432,596	5.88

Table III-4-10 2,000t/d plant operating costs summary

	US \$ (Per Annum)	US \$/t
Labour	807,527	1.11
Power	1,435,307	1.97
Reagents	673,664	0.92
Maintenance Materials	310,105	0.42
Consumables	633,868	0.87
Tailings Dam Operation	517,971	0.71
Miscellaneous	489,054	0.67
Total	4,867,496	6.67

3,000t/d の場合の操業費の詳細については以下の説明及び Appendix 2B に示すが、2,000t/d の場合については Appendix 2B のみに示す。

4-2-1 労務費

選鉱部門は 53 名の人員で、この内 12 人が修理関係で 41 人が選鉱操業員である。給料には年次休暇やその他の間接費が含まれている。

4-2-2 電力費

電力はヤンクル市街の電力支局から 11kV で鉱山に配電される。選鉱場関係の年間消費電力量は 37,230MWh で電力単価は 0.020Rial/kWh を適用している。ヤンクル市街からの送電費や施設費は考慮していない。

4-2-3 試薬費

選鉱試験で実施したロックド・サイクル試験の結果から推定される試薬消費量に基づいて算定されている。各試薬の単価はオマーン及びオーストラリアの供給先から見積もったものである。

試験結果から得られた石灰の消費量が非常に多いのが不安点であるが、これは多分試験サンプルが酸化していたためか使用試薬量の過剰添加のためと思われる。実際の操業時にはプロセス用水の循環使用で試薬消費量は減ると考えられるが、コスト計算では試験時の消費量を適用している。

4-2-4 消耗品費

これまでの経験に基づいて、同じような鉱石を処理している他のプラントの実績に、このプロジェクトの対象鉱石の物理的性質や硬さや磨耗性を加味して消費量は推定されている。

4-2-5 修理物品費

修理物品費は直接起業費に一定の比率を掛けて算定している。個々の起業費に掛けるファクターは同じような鉱種を処理している他のプラントからの経験値を使っている。

4-2-6 廃さいダム操業費

浮選尾鉱は脱水後のケーキはストックヤードに貯鉱されたあと、トラックで廃さいダムに運ばれる。ダムサイトでケーキは広げられ、最適密度になるように転圧され整形される。ケーキの運搬以降は昼間のみでの操業で、夜間に発生するケーキはストックヤードに貯鉱される。

ダム操業費はこのケーキの運搬から整形までの費用(US\$1.27/m³)、ダムでの浸透水処理費(US\$2,750/年)及び一般土木工事費(US\$ 50,000/年)である。なお、Table III-4-9, Table III-4-10には計上されていないが、操業終了後の尾鉱ダムの閉山費用(主としてダムの覆土工事)として操業終了年の次年度にUS\$3,000,000(30ha, US\$10/m²)が必要で、プロジェクトの経済分析時にはこの費用を操業費として計上している。

4-2-7 その他費用

その他費用として以下のコストを計上した。

a) 分析用費用

分析場の消耗物品費として、年額 US\$ 92,744 を計上。

b) 事務所及びプラント用物品費

・ 安全用品・保護衣

保護衣及び安全用品代として生産、修理要員一人当たり OR120/年(年額 US\$16,122)を計上。

・ 事務用品

一般的事務用品代として 年額 US\$ 19,945 を計上。

c) 管理用品

・ コピー、印刷代

同じような操業場所の例から印刷費、コピー代及びコピー機リース代として 年額 US\$ 9,349 を計上。

・ 通信費

同じような規模の僻地操業鉱山の例を参考に、電話回線費、郵便、宅配便費用として年額 US\$ 22,802 を計上。

・ データー処理費

コンピューター部品やソフトの代替費用で従来からの経験から算定。ソフトとプリンターを含む年間2台のコンピューターの更新費、年額 US\$ 5,194 を計上。

・ 新人補充費

年間2名の上級社員の補充費として年額 US\$9,349 を計上。

- ・ 人事異動費

年間2名の上級社員の配置転換費として年額 US\$ 5,194 を計上。

- ・ 銀行費用

他の例から年額 US\$7,272 を直接引用。

- ・ トレーニング費用

全人件費の1%, 年額 US\$8,051 を計上。

- ・ ITサポート費

ソフトウェアやサポート機能代の更新費として US\$22,334 を計上。

d) 年休補充費

年額 US\$ 6,752.

e) 契約清掃代

以下の場所の清掃コントラクター費用, 年額 US\$6,752 を計上。

- ・ 現場事務所

- ・ 現場小部屋

- ・ 修理場

- ・ 倉庫

- ・ 洗い場区域

- ・ コントロール室

- ・ スイッチ室

f) 自動車

ROMでのローダーによる鉱石リハンドル費用は採鉱請負費に含まれるので、ここでは計上していない。その他の車両はリースで、以下の車両分年額 US\$69,080 を計上。

- ・ 4WD 軽車両 6 台。

4WD ランドクルザータイプ, 選鉱部長用、生産係員用1台, 修理用2台、選鉱シフト用2台,

- ・ 10t クレーン車 1台

- ・ スキッドローダー1台

- ・ 3t フォークリフト1台

- ・ 4WD トラック1台

- ・ 上記自動車用燃料費, 年額 US\$ 30,382 を計上。

g) 運賃

輸送費として年額 US\$ 63,375 を計上。

h) 用水費

新捕給水必要量 40m³/h を 1 balsa/Imp.gallon で購入することで年額 US\$ 182,829 を計上。

4-3 起業費

4-3-1 選鉱場直接起業費

選鉱場の起業費詳細は Appendix 2C に、また主要設備の仕様は Appendix 2D に示しているが、プラントの各分野の起業費は以下に示す一般的な手法により算出した。

a) 輸送費

船賃の国際価格はオーストラリア、国内運賃はガルフ地域の船会社からの見積りにそれぞれ基づいている。

b) 建物

事務所、分析場、修理工場や倉庫はオマーンにおける通常の方法で建築されることで算出されている。そして、暫定図面からの床面積に基づいて、オマーンの業者の提示した単価から見積もられている。受電所、コントロールルーム、操業用小部屋や洗い場は現地の業者が提示した移動式の建屋の単価を使っている。採鉱の修理工場には2台の天井走行クレーン以外の内部設備は考慮されていない。

必要な建物には照明、小電力、冷暖房設備分の費用は見積もられているが、情報ネットワーク網については考慮されていない。

c) 土木工事

建物配置図面と現地の地形測量図より見積もられている。現段階では詳細な土質学的な資料がないので現場の土質については無理のない推定に基づいている。

工事単価については出来る限り現場に詳しい信頼の置けるコントラクターからの見積もりによっている。

d) コンクリート

コンクリート必要量は概略の建物図面と Minproc 社土木設計部の予備的な設計に基づいて算定されている。単価は地元の経験のあるサブコントラクターから見積もった。

e) 鋼材

必要鋼材量も予備的設計と概略建物図面から算定されている。工事単価は地元の経験のあるサブコントラクターから見積もっている。

f) 鋼板工事とタンク工事

必要量は概略図面と機器リスト及び機器メーカーの供給データから算出した。単価は地元のサブコントラクターから見積もった。

g) 機械設備

主要設備 (US\$ 50,000 以上) — 主要機械の仕様に基づきオーストラリア又は国際的な供給先に正式見積もりを依頼した。

小額機械 (US\$ 50,000 以下) — 供給先にファックスで問い合わせるか社内用価格表と最近の同様なプロジェクトのデータに基づいて算定されている。

h) 配管工事

プラントの配管費は社内の経験値に基づき機械設備費に対する比率を用い算出した。

i) 工事労務費及び建設機器

工数は過去のプロジェクトからの社内データに基づいて算出されており、整然と細分化されている。単価は地元の経験のあるコントラクターから見積もっている。労働単価は提供された情報と地元コントラクターから提供された鋼材組み立て工の単価を参考にして算出した。

この労働単価は想定している 10%の正確度より外れている可能性がある。サブコントラクターへの建設施設用前渡金（起業費に当然算定される工事キャンプ建設費は除く）はこの単価に含まれている。

j) 電気機器及び計装設備

US\$ 50,000 以上の主要設備は書面により見積もりをした。その他の設備は電話やファックスによる問い合わせ、社内用データもしくは標準価格表に基づいている。

k) 重要予備品

戦略的に必要なプラント予備品分の費用を計上している。この額は選鉱場の機械設備代に一定比率を掛けたものである。

l) 操業スタート時補給品

2ヶ月分の通常消費量に基づいて試薬費及び消耗品費を計上。

m) 間接起業費

一時的工事用とサービスの費用：一時的な現地サービス必需品（事務所、設備用品、コンピュータ等を含む）を算定。借り賃単価は社内の経験データと最近の同様なプロジェクトからの経験値から算定されている。

EPCM サービス：設計エンジニアリング、プロジェクト・エンジニアリング、建設管理や委託労務コストはオーストラリアの民間会社の 2001 年の予定単価をベースに、本プロジェクトのスケジュールに合わせて推定した社内用工数に基づいている。プロジェクト諸経費コストはプロジェクトスケジュールからみた必要性和過去のこの種のプロジェクトで得られた経験に基づいている。また、全コストの 5%がプロジェクト・フィーとして含まれている。

n) 起業費算定結果の適格性と明瞭性

起業費推定は全て新品機械を設置することで算定されている。経験によると、中古品を使用しても比較的少額のコスト節減にしかならないことが判明している。これは次の理由からである。即ち、機械代は最終設備コストの 40%にしか相当しないので、もし中古品を購入し、これを整備したのち、30%の機械代が節減されたとしても、最終設備節減額は約 10%である。また、節減可能な設備はクラッシャー、ボールミルとフィルターの主要機械に限られている。この種の機械の中古品市場の不安定さを考慮すると、この F/S で要求される精度内で価格を推定するのは可能ではない。しかし、本プロジェクトが遂行される時点ではこれら基幹の項目について中古市場を調査する価値があろう。

現地の土質状態に関しては、完全な土質に関する情報が現時点で得られていないので、仮定に基づいている。

岩盤掘削工事は考慮していない。現地での剥土と盛土については掘削したものが普通の盛土に適合することを前提としている。土質の地耐力としては 250kPa を想定している。

選鉱場内の操業及び監視コントロールルームにある 2 台の制御装置以外に、コンピュータ、プリンター、サーバーシステム、又はソフトウェアなどの設備はどの建物についても考慮していない。

尾鉱用の濾過システムのコストは起業費中でかなりの額となっている。フィルター以外のこのシステムの主要なコストは濾過工程のエヤ・ブローサイクル用の空気圧縮機である。

起業費には、このプロジェクトに課せられ得る国税やその他の税、輸入税、法定費用や特別費用等は含まれていない。

4-3-2 廃さいダム建設起業費

廃さいダムの起業費詳細は Appendix 2E に示している。これらはダムの建設費 (Bill 1)、選鉱場からダムまでのアクセス道路建設費(Bill 2)及び乾式ダムの雨水排水路設置費 (Bill 3)からなり、Table III-4-11 のように要約される。

ダム関係起業費総計額は 3,000t/d の時と 2,000t/d の時と同額に推定しているが、年度別投資計画では起業費は Phase 1 (初期建設時) と Phase 2 (3,000t/d の時は操業 4 年度, 2,000t/d は 6 年度目) に分割されて計上されている。また、前述のように、鉱山閉山時には廃さいダムの覆土工事を主とする閉山処理工事 (US\$3,000,000) が必要であるが、この費用は操業終了の次年度分として操業費に計上している。

Table III-4-11 Capital cost summary for tailings dam construction

Bill No.	Description	Phase 1 Total Cost	Phase 2 Total Cost	Phase 1-2 Total Cost
Bill 1	Tailings Dam Construction	1,451,772.50	1,261,912.50	2,713,685
Bill 2	Access Roads	363,788	0	363,788
Bill 3	Diversion Channel	23,915	0	23,915
	Sub-Total	1,839,475.50	1,261,912.50	3,101,388
	Add10% Preliminary&General	183,948	126,191	310,139
	Add15% Contingencies	275,921	189,287	465,208
	Add12% Engineering	220,737	151,430	372,167
	Grand Total	2,520,081.50	1,728,820.50	4,248,902

Table III-4-12 に基準ベース (3,000t/d) の場合の廃さいダム建設費以外の選鉱場起業費とそれに付随している設計、購買、輸送、建設や委託費用が要約されており、これには全ての直接費、間接費と算定精度調整コストが計上されているが予備費は計上されていない。尾鉱ダム建設起業費には Table III-4-11 に示す様にエンジニアリング費用のほかに予備費等も含まれている。

Table III-4-12 Summary of process plant capital cost –base case (3,000t/d)

Area	Description	Total (US\$'000)
10	Crushing	2,313
20	Grinding	2,624
30	Flotation	1,783
40	Concentrate Thickening and Filtration	748
50	Tailings Thickening and Filtration	2,734
60	Reagents	309
70	Water and Air Services	439
80	Buildings	1,350
	Other Costs	3,358
	Tailings Dam Construction	3,101
	Direct Cost Total	18,759
	Indirects-EPCM etc., Total	4,718
	Summary Total	23,477

Table III-4-13 に 2,000t/d の場合の起業費とこれに付随している設計、購買、輸送、建設や委託費用を要約した。この場合の推定値は 3,000t/d 同様の計上と対象外が適用されているが、3,000t/d の場合との比率で算定されている。従って、この場合の積算精度は 3,000t/d と同じではない。この手法による起業費算定額の精度は±20%程度と考えられる。

Table III-4-13 Summary of process plant capital cost –2,000t/d case

Area	Description	Total (US\$'000)
10	Crushing	1,709
20	Grinding	2,046
30	Flotation	1,247
40	Concentrate Thickening and Filtration	584
50	Tailings Thickening and Filtration	1,865
60	Reagents	247
70	Water and Air Services	340
80	Buildings	1,350
	Other Costs	2,890
	Tailings Dam Construction	3,101
	Direct Cost Total	15,379
	Indirects-EPCM etc., Total	4,718
	Summary Total	20,097

4-3-3 間接起業費

EPCM 費用 (2,763), Tailings Dam 関係予備費等 (1,147)の他、初期管理費(オーナーズコスト)として選鉱関係労務費 1 年分 (808) 合計 4,718 千 US\$ を計上した。

Table III-4-14 Nominal design -case 3,000t/day

		Nominal Design Case 3,000 tpd 80.0 % Crusher Availability 91.3 % Mill Availability						Assay					Overall Recovery					Stage Recovery					Metal Mass					Comment	Factor
Stream	Stream Name	Solid t/h	Solid SG	% Solids w/w	Water m ³ /h	Slurry m ³ /h	Slurry t/m ³	% Cu	% Pb	% Zn	g/t Ag	g/t Au	% Cu	% Pb	% Zn	% Ag	% Au	% Cu	% Pb	% Zn	% Ag	% Au	Cu (t)	Pb (t)	Zn (t)	Ag (kg)	Au (kg)		
1	ROM Feed	156	3.2	97.0																									
2	Screen Feed	416	3.2	97.0																									
3	Secondary Crusher Feed	140	3.2	97.0																									
4	Tertiary Crusher Feed	120	3.2	97.0																									
5	Screen Undersize	156	3.2	97.0																									
6	Ball Mill Feed	136.9	3.199	97.0	4.2	47	3.00	1.24			0.75		100.0	100.0	100.0	100.0	100						1.6977	0	0	0	0.1027	PFS Production Schedule	
7	Primary Mill Feed Water				88.2																								
8	Primary Mill Discharge	547.6	3.2	70.0	234.7	406	1.93																						C/Load 300%
9	Primary Mill Discharge Water				161.9																								
10	Cyclone Feed	547.6	3.2	58.0	396.6	568	1.66																						
11	Cyclone Overflow	136.9	3.2	35.0	254.3	297	1.32	1.24			0.75		100.0				100						1.6977				0.1027		
12	Cyclone Underflow	410.7	3.2	74.3	142.3	271	2.04																						
13	Rougher Concentrate	6.3	4.3	35.0	11.7	13	1.37	20.00			4.90		74.0				30	74.0				30.0	1.2563	0	0	0	0.0308		
14	Rougher Tailings	130.6	3.1	35.0	242.6	284	1.31	0.34			0.55		26.0				70						0.4414	0	0	0	0.0719		
15	Scavenger Concentrate	10.6	3.3	25.0	31.9	35	1.21	3.20			1.49		20.0					77.0				22	0.3399				0.0158		
16	Scavenger Tailings	120.0	3.1	36.3	210.7	249	1.33	0.08			0.47		6.0										0.1015				0.0561		
17	Regrind mill new feed	14.7			48.2																								
18	Regrind Mill Discharge	44.1	4.3	60.0	29.4	40	1.85																						
19	Regrind Mill Discharge Water				3.6																								
20	Regrind Cyclone Feed	58.8	4.3	42.0	81.3	95	1.48																						
21	Regrind Cyclone Overflow	14.7	4.3	20.0	58.8	62	1.18	5.09			2.04		44.1				29						0.7487				0.0300	C/Load 300%	
22	Regrind Cyclone Underflow	44.1	4.3	66.3	22.4	33	2.04																						
23	Regrind Mill Feed Water				7.0																								
24	Cleaner 1 Feed	25.5	3.7	16.6	128.1	135.0	1.14	9.59			2.79		143.8				69						2.4				0.1		
25	Cleaner 1 Dilution Water				16.2																								
26	Cleaner 1 Feed	25.5	3.7	15.0	144.3	151.2	1.12	9.59			2.79		143.8				69						2.4				0.0709		
27	Cleaner 1 Concentrate	11.4	4.1	30.0	26.7	29.5	1.29	16.00			3.72		107.8				41	75				60	1.8307				0.0426		
28	Cleaner 1 Tailings	14.0	3.4	10.7	117.6	121.7	1.08	4.35			2.02		35.9				28						0.6				0.0284		
29	Cleaner-Scavenger Concentrate	4.1	3.7	20.0	16.4	17.5	1.17	10.00			3.47		24.1				14	67				50	0.409				0.014		
30	Cleaner-Scavenger Tailings	9.9	3.2	8.9	101.2	104.3	1.07	2.03			1.43		11.9				14						0.201				0.0		
31	Cleaner 2 Feed	14.2	4.0	17.8	65.3	68.8	1.15	15.40			3.58		128.4				49						2.2				0.0507		
32	Cleaner 2 Dilution Water				14.9																								
33	Cleaner 2 Feed	14.2	4.0	15	80.2	83.7	1.13	15.40			3.58		128.4				49						2.2				0.0507		
34	Cleaner 2 Concentrate	9.7	4.2	30.0	22.6	24.9	1.30	18.0			4.19		102.7				39	80				80	1.7435				0.0405		
35	Cleaner 2 Tailings	4.5	3.7	7.2	57.6	58.8	1.06	9.76			2.27		25.7				10						0.4				0.0		
36	Cleaner 3 Feed	9.7	4.2	30.0	22.6	24.9	1.3	18.00			4.19		102.7				39						1.74				0.0405		
37	Cleaner 3 Dilution Water				32.3																								
38	Cleaner 3 Feed	9.7	4.2	15	54.9	57.2	1.13	18.00			4.19		102.7				39						1.74				0.0405		
39	Cleaner 3 Concentrate	7.0	4.3	30.0	16.3	17.9	1.30	20.00			4.65		82.2				32	80				80	1.3948				0.0324		
40	Cleaner 3 Tailings	2.7	3.9	6.6	38.6	39.3	1.05	12.86			2.99		20.5				8						0.3				0.0		
41	Combined Tailings	129.9	3.1	29.4	312.0	353.3	1.25	0.23			0.65		17.8				82						0.3				0.1		
42	Cu Thickener Feed	7.0	4.3	27.2	18.7	20.3	1.26																						
43	Cu Thickener Underflow	7.0	4.3	65.0	3.8	5.4	2.00																						
44	Cu Thickener Overflow	0.0	4.3		14.9	14.9	1.00																						
45	Cu Filter Cake	7.0	4.3	84.0	1.3	2.9	2.81																						
46	Cu Filtrate				2.4																								
47	TailingsThickener Feed	129.9	3.1	26.3	364.2	405.6	1.22																						
48	Tailings Thickener Underflow	129.9	3.1	65.0	70.0	111.3	1.80																						
49	Tailings Thickener Overflow	0.0	3.1		294.2	294.2	1.00																						
50	Tailings Filter Cake	129.9	3.1	88.0	17.7	59.1	2.50																						
51	Tailings Filtrate				52.2																								
52	Reclaim water				309.2																								
53	Process water				324.0																								
54	Make-up water				14.8																								

第5章 廃さい堆積場

5-1 廃さい堆積場建設予定地選定

廃さい堆積場の建設予定地の選定に当たっては、地域の地形、環境への影響、選鉱場との位置関係等を考慮し、まず4ヶ所の候補地を抽出した（Fig. III-5-1）。これらの候補地について以下のような検討を行い、建設予定地を選定した。

5-1-1 ランク付け

4ヶ所の予定建設候補地について、下記評価項目について評価し、ランク付けを行った。

- ・ 環境への影響度合い
- ・ 雨水、排水の処理の難易度
- ・ 建設予定地の地質・地盤状況
- ・ 築堤量の大小
- ・ 丘、ワジとの位置関係
- ・ 選鉱場と廃さい堆積場との位置関係（距離、高低差等）
- ・ 将来における堆積場拡張に対する柔軟性
- ・ 閉山時における堆積場管理の難易度

ランク付けは、4ヶ所の候補地に対し、各評価項目について最適地に1点と採点し、次の適地に2点、その次に3点、最も不適地に4点と採点し、全評価項目の合計値を算出した。

4候補地の上記8評価項目についての採点結果を以下に示す。

候補地1	20点
候補地2	18点
候補地3	14点
候補地4	24点

上記の順序付け採点結果では、候補地3が鉱さい処分施設建設の最適地となる。

5-1-2 建設費用の比較

廃さい堆積場建設のための主要費用は、築堤、提体内防水ゴムシート、送泥設備と排水設備等から成るが、上記4ヶ所の候補地における送泥設備と排水設備の建設費用は、大差ないので、主要建設費用である築堤費用と提体内防水ゴムシート費用を基礎として4候補地について建設費用比較を行った。建設費用の比較結果を以下に示す。

候補地1	150%
候補地2	140%
候補地3	100%
候補地4	180%

上記比較は、候補地3の建設費用を100%として算出したものである。この結果、候補地3が建

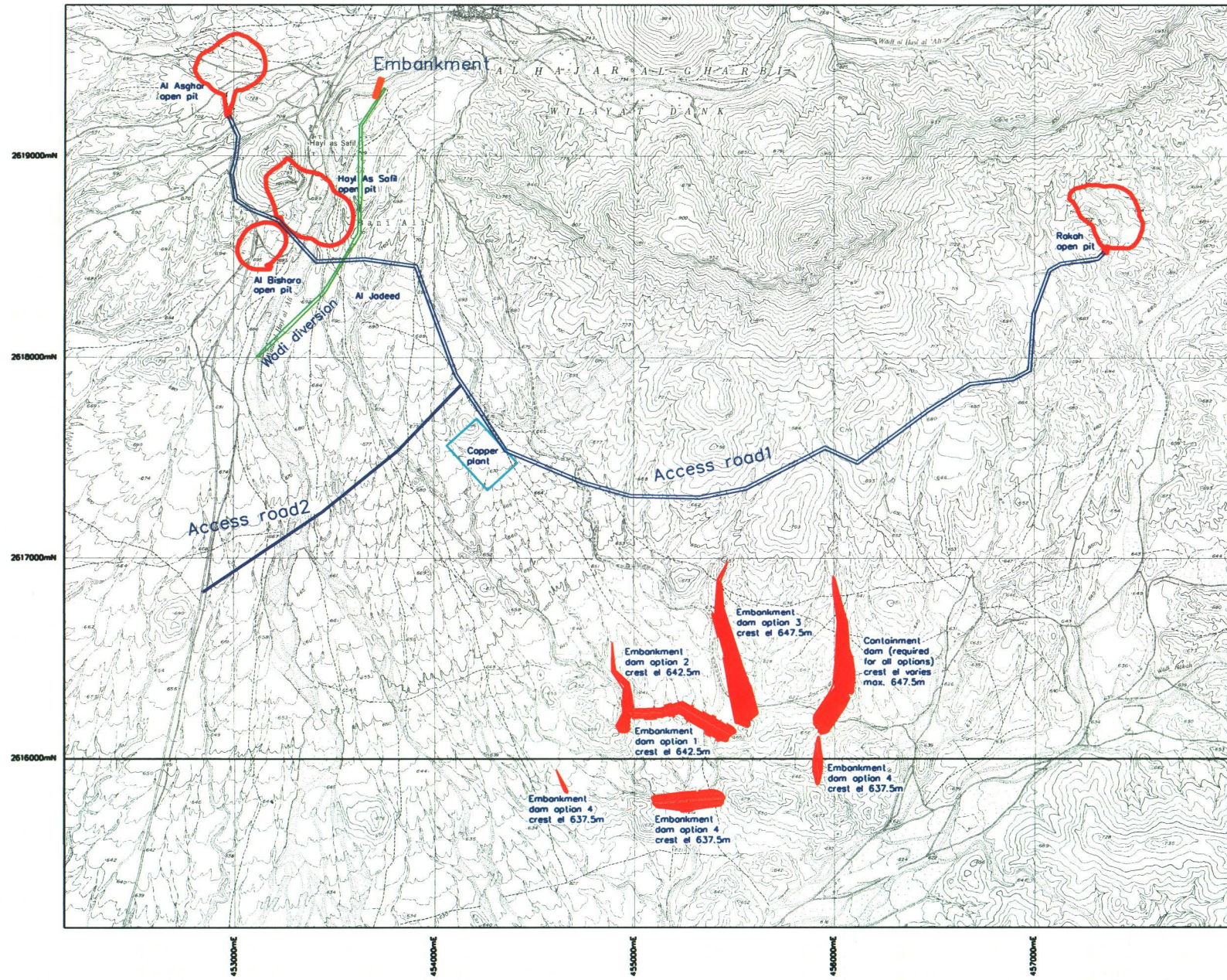


Fig.III-5-1 Project location

設費用が最も安いことが明らかになった。

前記各評価項目によるランク付けと建設費用比較から、4ヶ所の候補地のうち廃さい堆積場としての最適地は候補地3であることが示された。以下では、候補地3について廃さい堆積場設計を行う。

5-2 廃さい堆積場設計

堆積場設計では、下記に示す2種類の処分方法について比較検討を行った。

① “WET”方式廃さい堆積場：

選鉱場でパルプ濃度45～55%に濃縮された廃さいを堆積場へポンプで送泥後、処分する。

Fig.Ⅲ-5-2にその概念図を示す。

② “DRY”方式廃さい堆積場：

選鉱場で水分10～15%に脱水された廃さいを堆積場へトラックで運搬し、処分する。Fig.

Ⅲ-5-3にその概念図を示す。

上記“WET”方式廃さい堆積場と“DRY”方式廃さい堆積場について主要項目の基本設計、並びに、両方式について環境への影響を考慮した建設費用と操業費用の評価を実施した。その内容を以下に示す。

- ・ 選定された建設予定地における地盤、築堤材料等の現地調査
- ・ 採取されたサンプルについての土質試験
- ・ 廃さいの物理特性試験
- ・ 廃さい堆積場とその付属施設の基本設計
- ・ 建設費用、操業費用と閉山費用の算出

5-2-1 主要前提条件

粗鉱生産量を日産3,000トン、その5%を精鉱、95%を廃さいとする。なお、廃さいの乾燥密度は目的別に以下の数値を使うものとする。

- ・ 安定計算には、1.8 t/m³
- ・ “WET”方式における水収支計算には、1.4 t/m³
- ・ “DRY”方式における水収支計算には、1.7 t/m³

5-2-2 現地調査

第2年次に、堆積場建設予定地における基盤岩の深度及び物性把握のための5孔の地質技術ボーリング調査を実施した。いずれも掘削深度は25mである。さらに、表層付近についてはより詳細な地質情報を取得するために、平均1.5mの深さのピット調査も行った。これらの位置をFig.Ⅲ-5-4に、調査結果をFig.Ⅲ-5-5及びⅢ-5-6に示す。また、ボーリングコアから採取した試料の物性試験結果を、TableⅢ-5-1に示す。

現地調査の結果、廃さい堆積場の築堤土砂材料は建設予定地域内で採取可能であるが、地下排

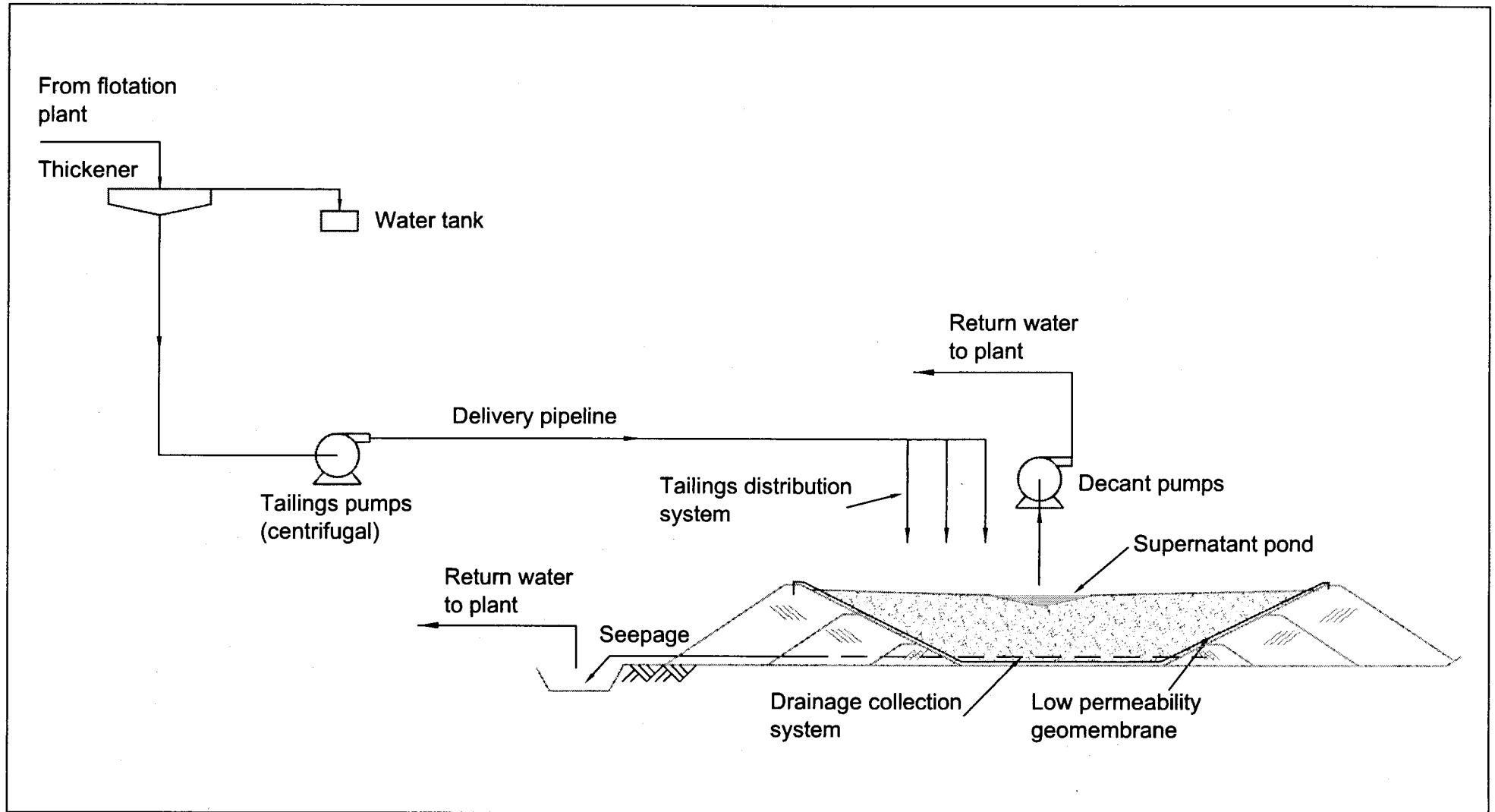


Fig. III-5-2 Material handling schematic (wet tailings disposal option)

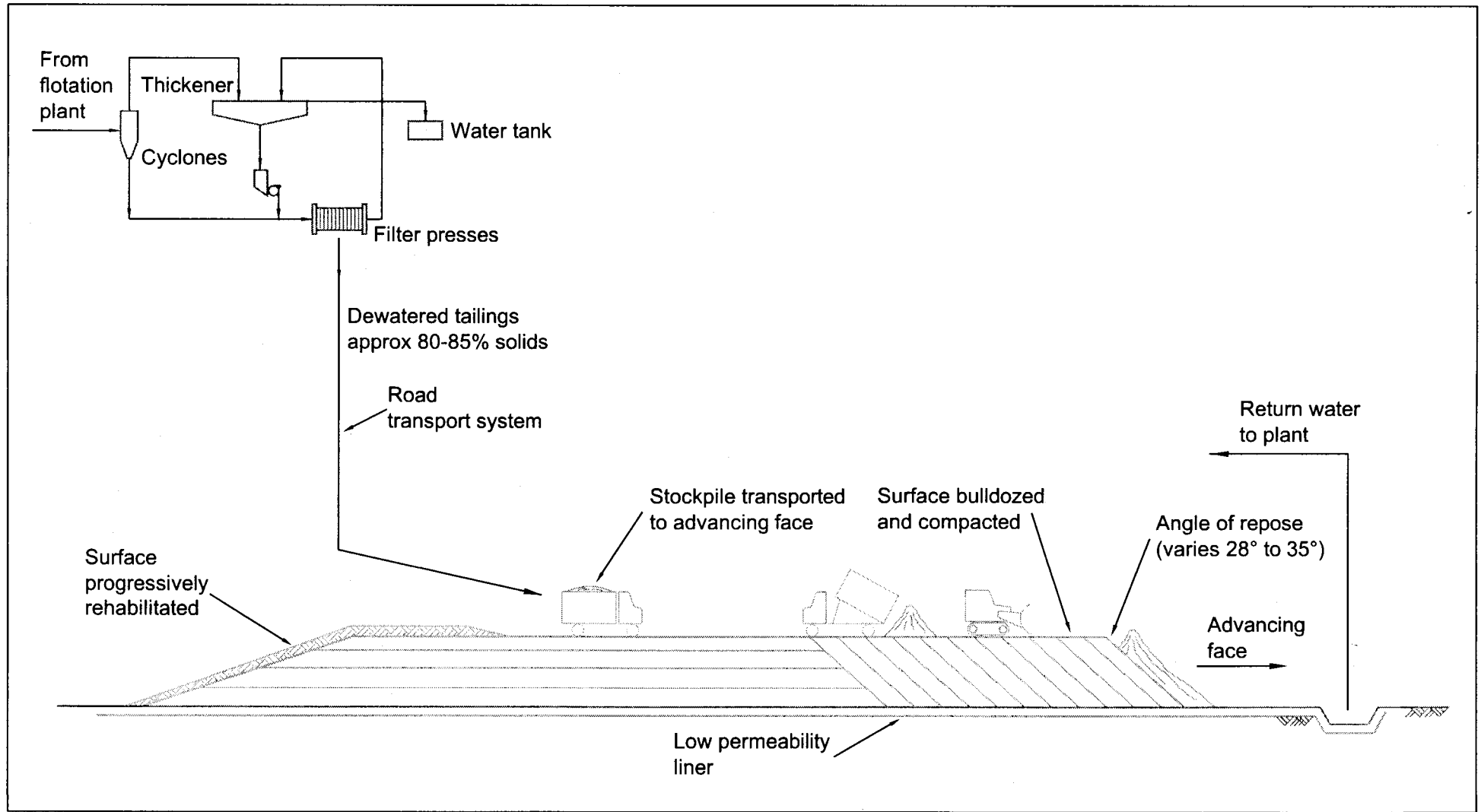


Fig.III-5-3 Material handling schematic (dry tailings disposal option)

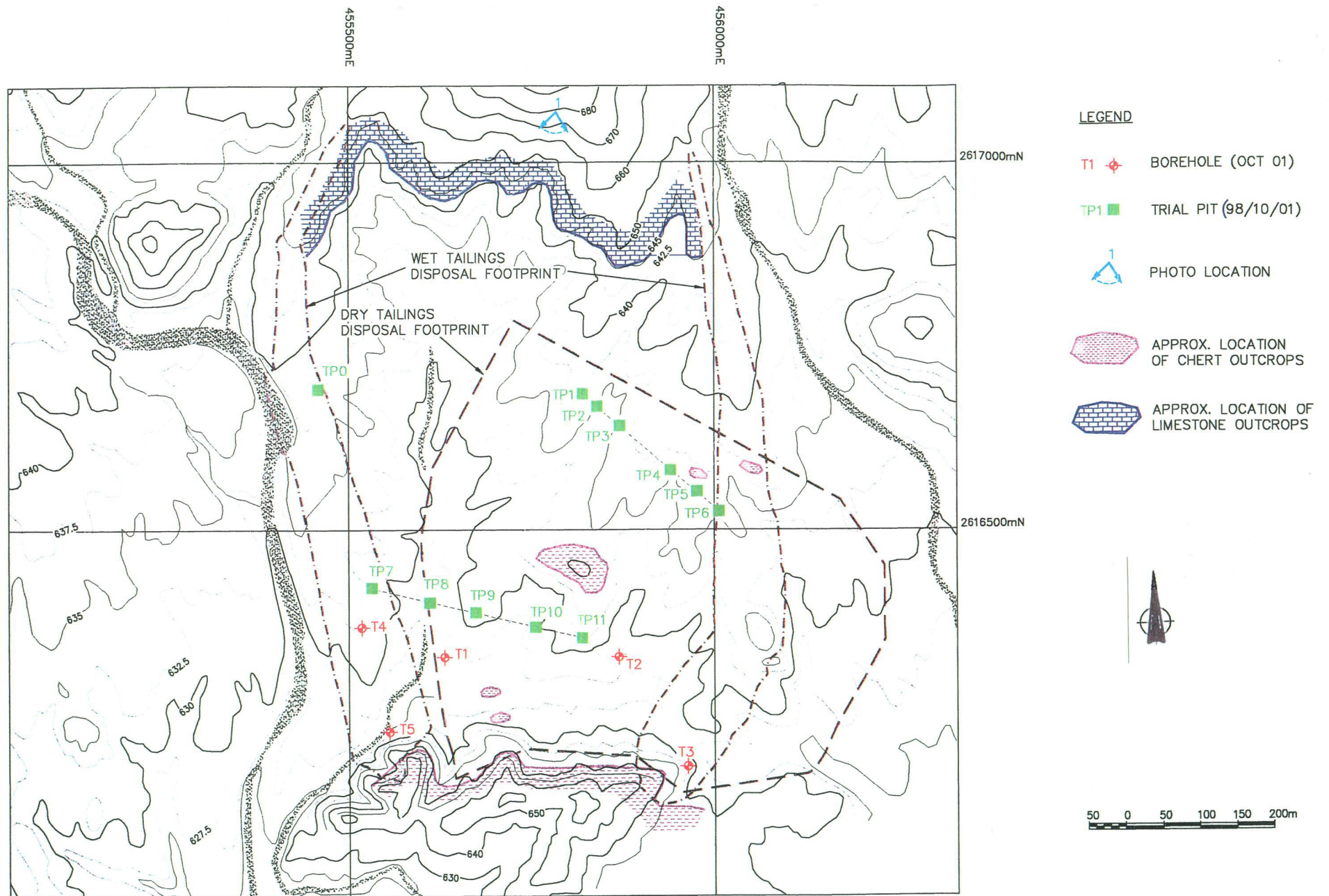


Fig.III-5-4 Site investigation works

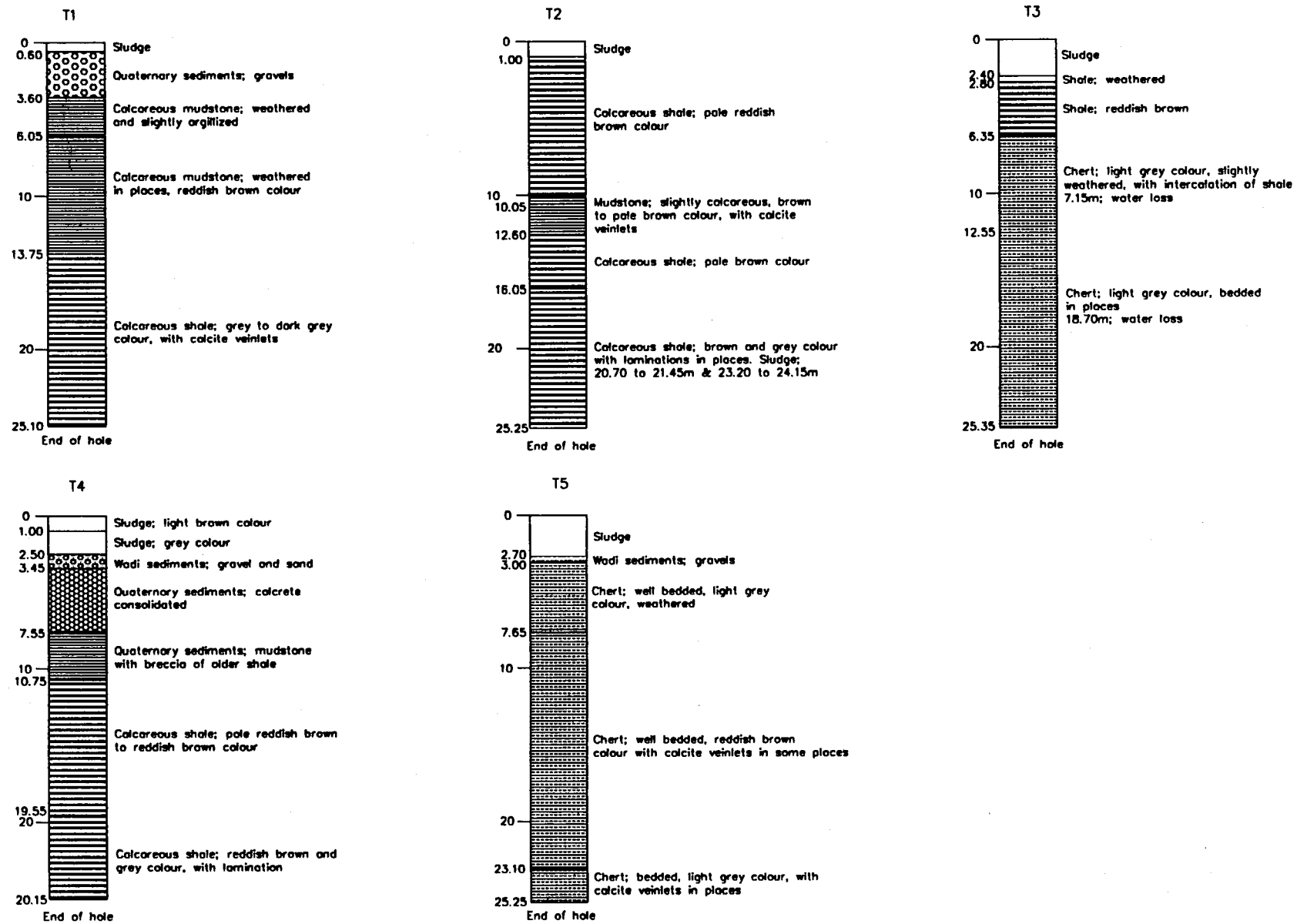


Fig. III-5-5 Borehole logs

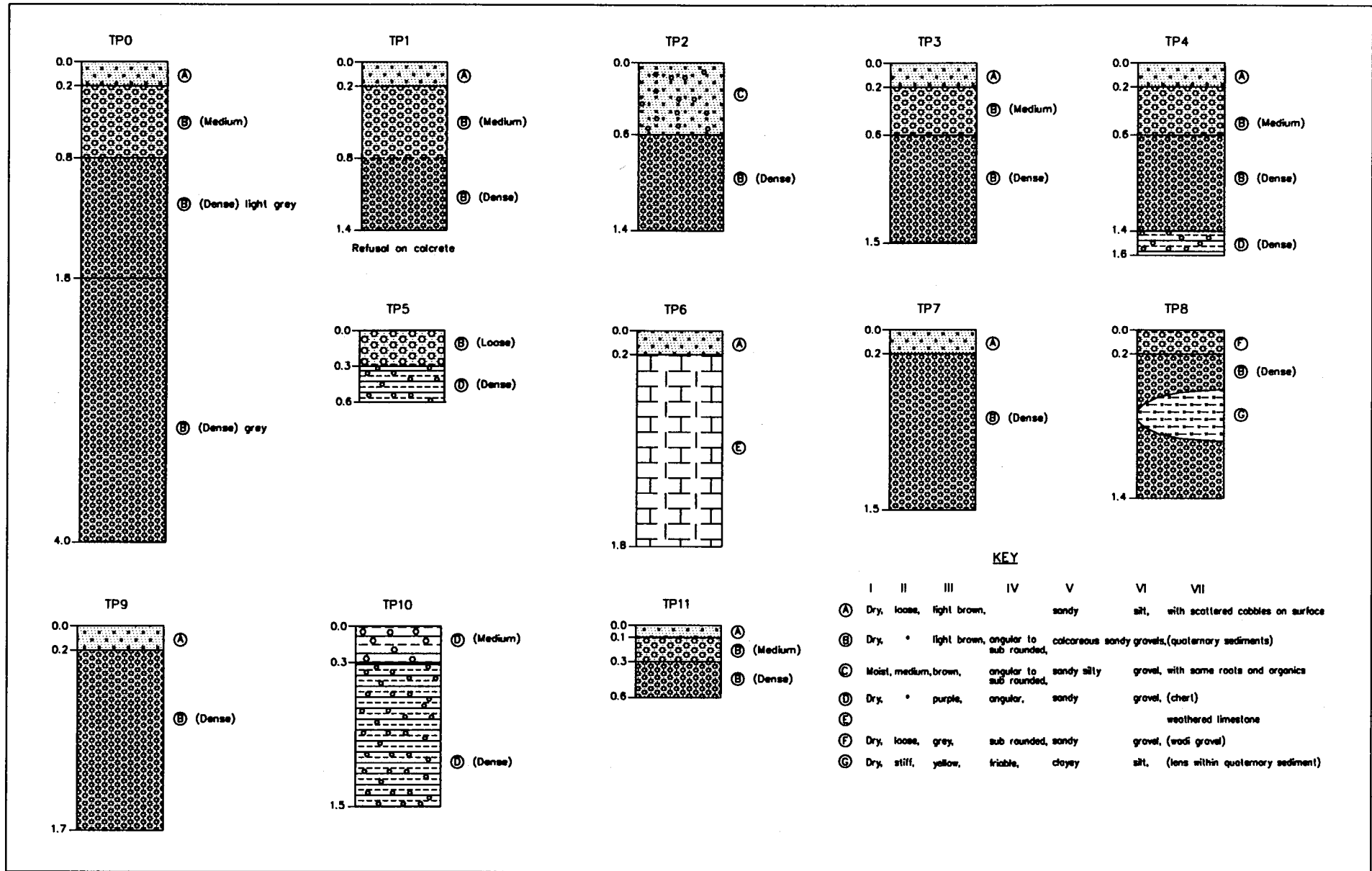


Fig. III-5-6 Trial pit logs

Table III-5-1 Geotechnical test results

Sample number	Borehole name	Depth (m)	Rock type	Apparent specific gravity			Moisture content (%)	Effective porosity (%)	Water content (%)	Unconfined compressive strength	
				Natural	Wet	Dry				Compressive strength (MN/m ²)	Modulus of deformation (MN/m ²)
1	MJOY-T1	8.80	Calcareous shale; weathered	2.522	2.574	2.468	4.29	10.59	2.19	25.20	24100
2	MJOY-T1	17.30	Calcareous shale	2.700	2.717	2.686	1.16	3.12	0.53	7.35	2160
3	MJOY-T1	17.40	Calcareous shale	2.660	2.693	2.636	2.15	5.66	0.91	11.30	16500
4	MJOY-T1	18.60	Calcareous shale	2.528	2.580	2.471	4.40	10.88	2.31	12.60	4820
6	MJOY-T2	16.30	Calcareous shale	2.482	2.543	2.409	5.55	13.37	3.02	16.10	3180
7	MJOY-T3	6.40	Chert	2.589	2.601	2.560	1.62	4.13	1.15	37.20	14900
8	MJOY-T3	10.60	Chert	2.606	2.616	2.578	1.46	3.77	1.08	14.90	33700
9	MJOY-T3	14.30	Chert	2.604	2.612	2.573	1.54	3.96	1.21	45.10	15800
10	MJOY-T3	23.70	Chert	2.597	2.612	2.576	1.37	3.54	0.81	37.20	25800
11	MJOY-T4	5.70	Calcreto	2.335	2.436	2.267	7.45	16.88	2.99	13.40	3270
12	MJOY-T4	7.10	Calcreto	2.222	2.369	2.159	9.68	20.91	2.88	8.73	3730
14	MJOY-T5	10.50	Chert	2.649	2.655	2.622	1.26	3.30	1.03	67.60	31700
15	MJOY-T5	16.40	Chert	2.638	2.648	2.621	1.05	2.76	0.65	18.00	22600
16	MJOY-T5	20.90	Chert	2.641	2.649	2.618	1.16	3.04	0.87	47.90	15900
17	MJOY-T5	23.90	Chert	2.629	2.634	2.623	0.42	1.09	0.24	40.40	17500

水溝用の粒度分布が厳しく要求される砂利、また、ロックフィル材は、建設予定地域外から求めねばならないことが明らかになった。

5-2-3 廃さい特性試験

廃さいの特性試験の主要内容を以下に示す。

- ・ 液性限界・塑性限界試験
- ・ 粒度分級試験
- ・ 透水試験
- ・ 突き固め試験
- ・ 非圧縮・非排水三軸せん断試験
- ・ 非排水・排水沈降試験
- ・ 自然乾燥試験

5-2-4 斜面安定解析

廃さい堆積場の基本設計は、国際基準に従い実施された。また、斜面安定解析は、静荷重と動荷重の両方について実施された。

(1) パラメータ

- ・ “DRY” 方式
(保守的な値) 単位荷重：18 kN/m³
内部摩擦角：28 度
(楽観値) 単位荷重：18 kN/m³
内部摩擦角：31 度
- ・ “WET” 方式
(築堤材) 単位荷重：19 kN/m³
内部摩擦角：30 度

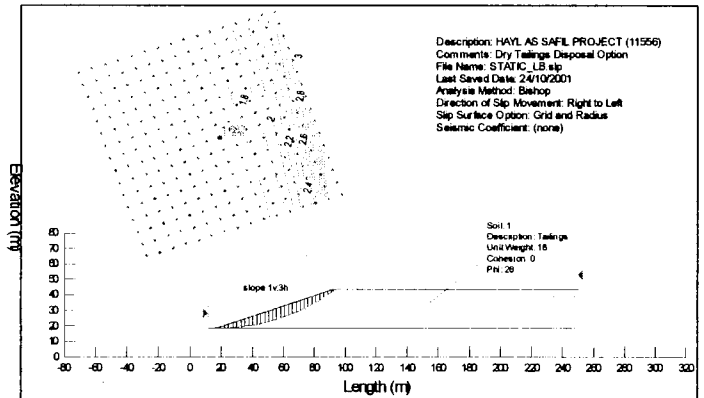
(2) 安定解析

安定解析は堆積場の最終高さだけでなく、途中の各高さでも実施した。解析詳細について Fig. III-5-7, III-5-8, III-5-9 に示す。また、結果一覧を Table III-5-2 に示す。

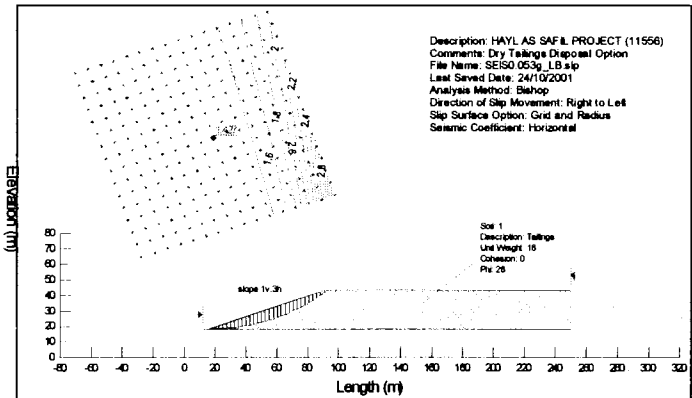
“WET” 方式での解析結果によると、静荷重と動荷重の両方において安全係数は、問題ない。一方、“DRY” 方式での解析結果によると、保守的なパラメータと大きな動荷重を採用した場合を除く安全係数は問題ない。したがって、現時点ではこの程度の検討で十分であるが、詳細設計の段階ではすべての基準について見直す必要がある。また、最適設計のための適切なパラメータを取得するための各種追加試験も必要である。

5-2-5 水収支

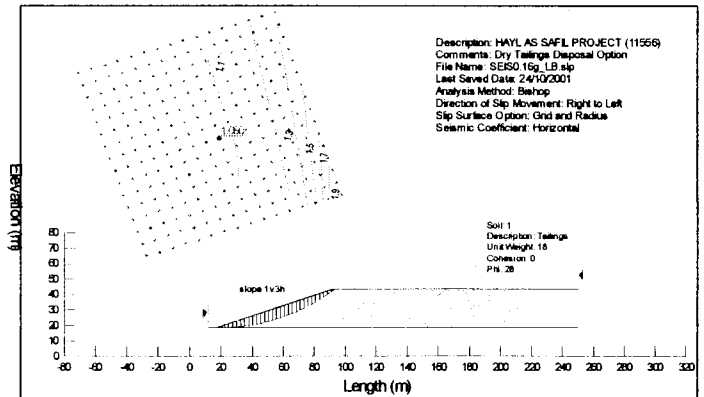
必要とする補充水量の予測と送泥ポンプ、送水ポンプ、パイプライン等の設計のための水収支



Final Deposition Height - Computed Critical Slip Surface and Minimum Factor of Safety for Static Loading Conditions



Final Deposition Height - Computed Critical Slip Surface and Minimum Factor of Safety for OBE (PGA = 0.08g) Loading Conditions



Final Deposition Height - Computed Critical Slip Surface and Minimum Factor of Safety for OBE (PGA = 0.24g) Loading Conditions

Table 1. Factor of safety summary for final and intermediate heights of dry deposition (lower bound tailings material parameters)

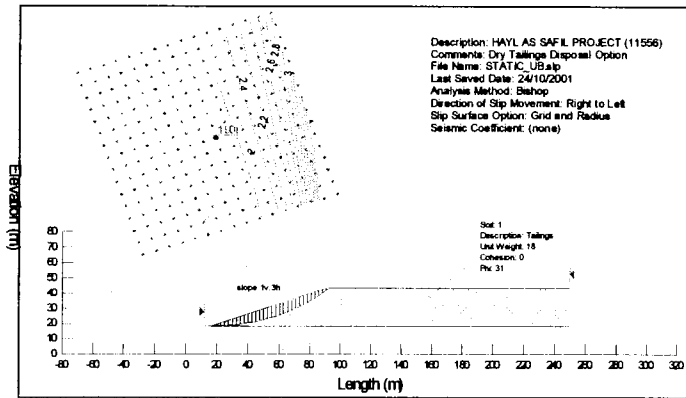
Deposition Height	Factor of Safety		
	Static loading	OBE (PGA = 0.08g) loading	OBE (PGA = 0.24g) loading
Final	1.682	1.427	1.080
2/3 of Final	1.735	1.467	1.105
1/3 of Final	1.847	1.552	1.159

Lower Bound Tailings Material Parameters
 cohesion = 0 kN/m²
 effective angle of shearing resistance = 28 degrees
 unit weight = 18 kN/m³

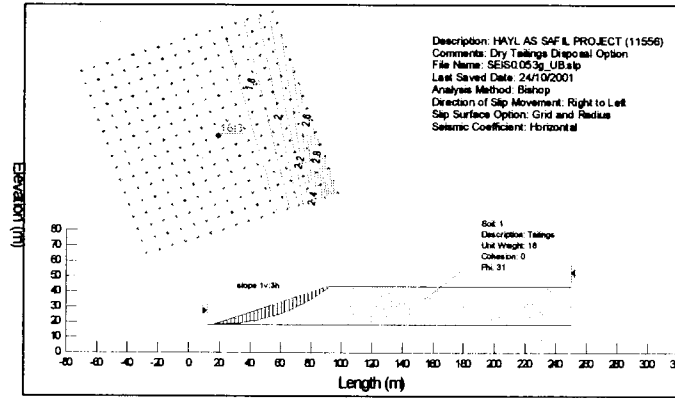
Notes

1. Modelling Software
 Analysis carried out using SLOPE/W Version 4.23 limit equilibrium model
2. Section
 Cases presented have been based on the sections corresponding to the final embankment and heap design height. The factors of safety for intermediate stages are included in Table 1.
3. Loading Conditions
 (i) Static Condition
 (ii) Operating Basis Earthquake (OBE): PGA = 0.08g
 (iii) Operating Basis Earthquake (OBE): PGA = 0.24g
4. Design Factors of Safety
 Static - 1.5
 OBE - 1.25
5. Pore Water Pressure Conditions
 For both the dry and wet tailings disposal options it has been assumed that there will be no development of excess pore water pressure within the analysed slopes.

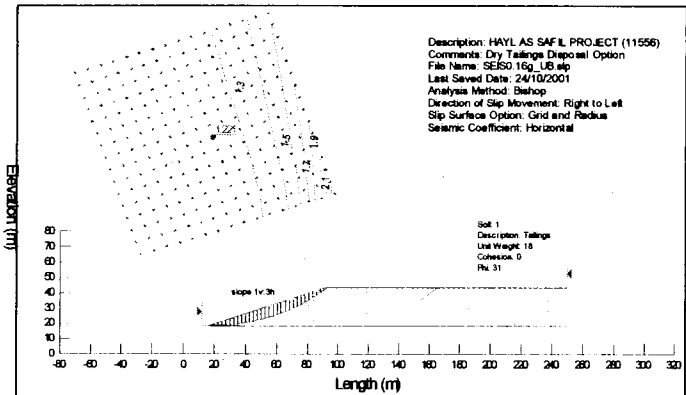
Fig. III-5-7 Slope stability analysis results of lower bound material parameters.



Final Deposition Height - Computed Critical Slip Surface and Minimum Factor of Safety for Static Loading Conditions



Final Deposition Height - Computed Critical Slip Surface and Minimum Factor of Safety for OBE (PGA = 0.08g) Loading Conditions



Final Deposition Height - Computed Critical Slip Surface and Minimum Factor of Safety for OBE (PGA = 0.24g) Loading Conditions

Table 2. Factor of safety summary for final and intermediate heights of dry deposition (upper bound tailings material parameters)

Deposition Height	Factor of Safety		
	Static loading	OBE (PGA = 0.08g) loading	OBE (PGA = 0.24g) loading
Final	1.901	1.613	1.221
2/3 of Final	1.959	1.658	1.249
1/3 of Final	2.083	1.748	1.305

Upper Bound Tailings Material Parameters

cohesion = 0 kN/m²

effective angle of shearing resistance = 31 degrees

unit weight = 18 kN/m³

Notes

1. Modelling Software

Analysis carried out using SLOPE/W Version 4.23 limit equilibrium model

2. Section

Cases presented have been based on the sections corresponding to the final embankment and heap design height. The factors of safety for intermediate stages are included in Table 2.

3. Loading Conditions

- (i) Static Condition
- (ii) Operating Basis Earthquake (OBE): PGA = 0.08g
- (iii) Operating Basis Earthquake (OBE): PGA = 0.24g

4. Design Factors of Safety

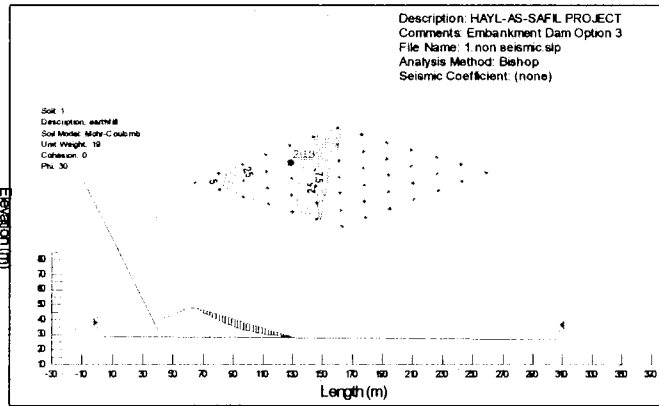
Static - 1.5

OBE - 1.25

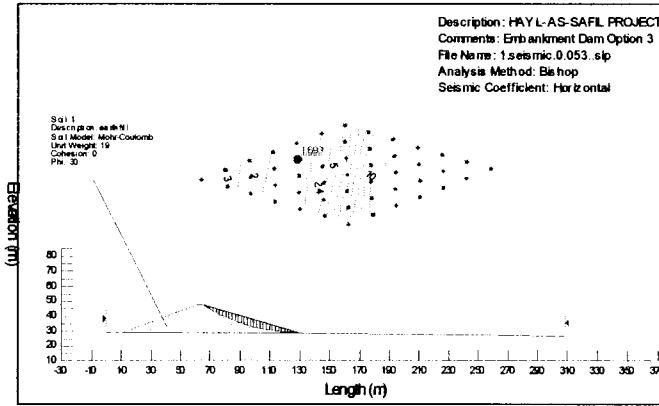
5. Pore Water Pressure Conditions

For both the dry and wet tailings disposal options it has been assumed that there will be no development of excess pore water pressure within the analysed slopes.

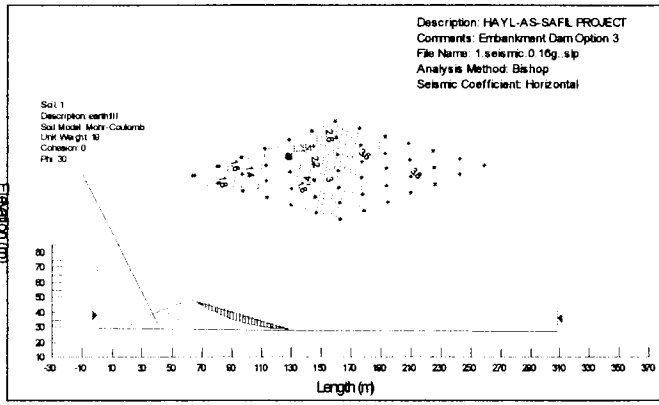
Fig. III-5-8 Slope stability analysis results of upper bound material parameters.



Final Embankment Height - Computed Critical Slip Surface and Minimum Factor of Safety for Static Loading Conditions



Final Embankment Height - Computed Critical Slip Surface and Minimum Factor of Safety for OBE (PGA = 0.08g) Loading Conditions



Final Embankment Height - Computed Critical Slip Surface and Minimum Factor of Safety for OBE (PGA = 0.24g) Loading Conditions

Table 3. Factor of safety summary for final and intermediate embankment heights (selected earthfill material parameters)

Embankment Height	Factor of Safety		
	Static loading	OBE (PGA = 0.08g) loading	OBE (PGA = 0.24g) loading
Final	2.023	1.690	1.254
Stage 3	2.042	1.710	1.273
Stage 2	2.054	1.721	1.283
Stage 1	2.160	1.793	1.321

Selected Earthfill Material Parameters

cohesion = 0 kN/m²
 effective angle of shearing resistance = 30 degrees
 unit weight = 19 kN/m³

Notes

1. Modeling Software

Analysis carried out using SLOPE/W Version 4.23 limit equilibrium model

2. Section

Cases presented have been based on the sections corresponding to the final embankment and heap design height. The factors of safety for intermediate stages are included in Table 3.

3. Loading Conditions

- (i) Static Condition
- (ii) Operating Basis Earthquake (OBE): PGA = 0.08g
- (iii) Operating Basis Earthquake (OBE): PGA = 0.24g

4. Design Factors of Safety

Static - 1.5
 OBE - 1.25

5. Pore Water Pressure Conditions

For both the dry and wet tailings disposal options it has been assumed that there will be no development of excess pore water pressure within the analysed slopes.

Fig. III-5-9 Slope stability analysis results of selected material parameters.

Table III-5-2 Stability analysis results

Loading Conditions	Dry Tailings Disposal - Stability of Tailings Heap		Wet Tailings Disposal – Stability of Earthfill Dam	Minimum Required Design FoS
	FoS for Lower Bound Material Parameters	FoS for Upper Bound Material Parameters	FoS for Selected Material Parameters	
Static	1.7	1.9	2.0	1.5
OBE (PGA=0.08 g)	1.4	1.6	1.7	1.25
OBE (PGA=0.24 g)	1.1	1.2	1.25	1.25

FoS = factor of safety

Table III-5-3 Summary of total capital, operating, maintenance and closure costs

Dry Tailings Disposal				
Description	Cost (\$ over 8 years)			
	0.5	1	1.5	3
Capital cost	8 391 781	8 391 781	8 391 781	8 391 781
Operations and maintenance	12 425 766	12 829 531	13 233 297	14 444 594
Closure	3 000 000	3 000 000	3 000 000	3 000 000
Total	23 817 547	24 221 312	24 625 078	25 836 375
Less residual value on filter press (35%)	- 889 000	- 889 000	- 889 000	- 889 000
Total (inc. residual value)	22 928 547	23 332 312	23 736 078	24 947 375
Wet Tailings Disposal				
Description	Cost (\$ over 8 years)			
	0.5	1	1.5	3
Capital cost	9 801 423	9 801 423	9 801 423	9 801 423
Operations and maintenance	5 924 088	7 318 995	8 713 901	12 898 621
Closure	5 700 000	5 700 000	5 700 000	5 700 000
Total	21 425 511	22 820 418	24 215 324	28 400 044
Ratio of dry over wet lifetime costs	107.00%	102.20%	98.00%	87.80%

モデルを作成し検討した。

(1) 基本要素

- ・ 雨量についての考え方は、“WET”方式堆積場についてのモデルにおいて、雨量の少ない年、平均的雨量の年、雨量の多い年の三つのケースで水収支計算を実施した。
- ・ 使用した雨量記録は、ラカー金鉱山の他、3ヶ所の観測所の記録を基礎にした。
- ・ 蒸発量は、1日当たり5.7mmとした。
- ・ 提体内防水ゴムシートを敷くため、モデルでは、地下への浸透は無いものと仮定した。
- ・ “WET”方式堆積場についてのモデルにおいて、地下排水溝で集められた水は、選鉱場に送り返され、システム内ではロスが無いものとした。

(2) “WET”方式堆積場

雨量の少ない年の水収支では、蒸発と廃さい内に捕獲される量により、送泥水の92%は、損失する。雨量の多い年の水収支では、選鉱場に送り返され水量は、月間31,469m³になる。

(3) “DRY”方式堆積場

廃さい内の水は、システム内で消失する。

5-2-6 建設

(1) 築堤

最初に、築堤地域の表層土は剥ぎ取られ、指定場所に集積される。また、同地域の掘削は十分安定した地盤まで行われる。

築堤材は、廃さい堆積場の地域内から採取され、築堤盛土は層状に敷き均され、転圧される。法面は整形され、防水ゴムシート設置のためのクッション材が施工される。

(2) 底面内張り

ヤンクル周辺で内張り材として使えそうな粘土を調査したが、処理・加工しなければ満足する品質が得られないものしか存在せず、現時点では厚さ1.5mmの防水ゴムシートを内張り材として使用する方が技術的にも確かであり、経済的である。

築堤と提体内整形後、クッション材を30cmの厚さで敷き均し、その上に防水ゴムシートを布設する。クッション材、地下排水溝に使用される砂利を予定施設区域内で採取することは困難であるので、近傍のワジの砂利を分級処理して調達するのが最も経済的と考えられる。

(3) 底面排水

“WET”方式堆積場では、防水ゴムシートの下部と上部に地下排水溝をネット状に布設する。“DRY”方式堆積場では、システム内に余分な水分はないので、底面排水設備は設けない。

(4) 切り替え排水と雨水管理

“DRY”方式堆積場では、雨水が施設内に入らないように施設周辺に排水溝を設け、東西のワジに雨水を導水する。

“WET”方式堆積場では、施設外の集水面積が小さいので、雨水切り替え水路は、設けない。しかしながら、選鉱場から廃さい堆積場までの送泥パイプライン沿いに排水溝を設け、パイプが

破れた場合、廃さいを堆積場まで誘導するようにする。

(5) スピルウエイ

“DRY”方式堆積場では、スピルウエイは設けない。

“WET”方式堆積場では、閉山時に恒久スピルウエイを設置するが、操業時には大雨に備えて堤体の余裕高を十分にとっておき、スピルウエイは設けない。

5-2-7 操業管理と維持管理

(1) 操業管理

“DRY”方式では、選鉱場のフィルタープレスで脱水されたケーキは、トラックで堆積場に運搬され、ブルドーザで敷き均され、さらに転圧される。この際、敷き均し厚さ及びケーキ密度の最適性管理が必要である。処分の最終段階では、堆積表面の転圧と排水勾配を維持し、閉山後の適切な排水設備に備える。

“WET”方式では、選鉱場の廃さいシクナーで適切に濃縮された廃さいは、ポンプでパイプラインを通り、堆積場へ圧送される。圧送された廃さいは、堤頂沿いに布設されたパイプラインからスピゴット経由で堤内に放泥される。廃さい沈降と乾燥を最適化するための泥面管理が必要である。

(2) 水の回収

“DRY”方式では、堆積場には水回収設備は設置されない。必要に応じて、排水集水池に集められた水はタンカートラックで運ばれ、粉塵抑制水として使用されるか、または、選鉱場に運ばれ再利用される。

“WET”方式では、堤体内の余剰水は浮き台に載せた水中ポンプによりパイプラインを通過して選鉱場へ回収される。

(3) 維持管理

堤体維持管理は、出来るだけ容易にすべきであるが、以下に示す程度の管理は最低限必要である。

- ・ 堤体法尻部の浸透水、染み出し水のチェック
- ・ 堤体法面のクラックのチェック
- ・ 堤体法面の侵食状況のチェック
- ・ 排水溝・地下排水溝の詰まり具合、劣化状況のチェック

上記点検は、毎日実施されるべきである。

(4) モニタリング

堤体と付属施設の目視点検に加え、日常的にモニタリング機器による廃さい堆積場の性能チェックが必要である。すなわち、ピオゾメーターによる堤体内の浸透圧測定、堤体に設置された測定点による定期的な堤体移動量の測定、処分された廃さいの定期的現位置密度管理による堆積場の設計パラメータとの比較確認等である。堆積場の容量確認のための測量も毎年実施しなければならない。

5-2-8 閉山処理

廃さい堆積操作が終わると、長期間の安定と維持管理の容易さのため、処分場の表面を速やかに安定させ、風や水による浸食の可能性を縮小させるための設計・工事が必要である。閉山準備は、採鉱終了以前に開始し、引き続き行う。

堆積場の閉山処理の主要費用は、覆土費用である。通常の覆土は、透水性の低い層、排水層と表層土砂で構成される。乾燥地帯では、植栽も限界があり、表層土砂の侵食防止も考慮する必要がある。

最終の閉山処理には、更なる検討が必要であるが、現時点での覆土計画は、ゴムシート、砂と砂利の排水層、表層土砂と侵食防止から成る。

5-3 建設費用、操業費用と及び閉山費用

ここでの費用計算は、あくまでも廃さいダム的方式を決定するためのものであるため、フィルタープレスに関わる費用等は概算値を用いている。正確な費用計算は、第3章の選鉱設備計画のところで述べた。

5-3-1 建設費用

“DRY”方式堆積場，“WET”方式堆積場についての費用評価を行った。

“WET”方式堆積場の建設費用は、約980万ドルで、“DRY”方式堆積場の建設費用約840万ドルに対し17%程度高くなる。方式の違いによる費用差の主な項目を下記に示す。

- ・ 築堤費用の差
- ・ 提体内防水ゴムライニング費用の差
- ・ 底面排水溝設置費用の差
- ・ 廃さい運搬・水回収設備費用の差

“DRY”方式堆積場建設費用のうち、フィルタープレスに関わる費用が36%を占めている。なお、両方式の建設費用には、15%の予備費と12%のEPCMが含まれている。

5-3-2 操業費用と閉山費用

全期間操業費の算出では、用水費が英ガロン当たり0.5, 1, 1.5, 3パイサの4ケースについての検討も実施した。用水の単価の違いにより、“DRY”方式の全期間操業費は約1,243万ドルから約1,444万ドルの範囲，“WET”方式の全期間操業費は約592万ドルから約1,290万ドルの範囲となった (Table III-5-3)。

閉山費用について、“DRY”方式の場合は、300万ドル，“WET”方式の場合は、570万ドルとなった。

5-3-3 全費用

建設費用、全期間操業費用と閉山費用の合計費用から、用水の単価が安い場合は“WET”方式の方が総費用は低くなり、用水単価が高い場合は“DRY”方式の方が総費用は低くなる。

現時点の費用算出精度から、両方式の全費用の差はそれ程明確な違いはなく、どちらの方式を採用するか決定には他の要素も考慮する必要がある。その一つの決定要素として環境リスクがある。

5-4 結論

両方式の処分施設の設計においては、環境への影響を最小限にするように心掛けたが、リスク分析と経験から、同じ条件下で比較した場合は“DRY”方式の方が“WET”方式より環境に対するリスクがより小さい。本地域では降水量が少なく、水資源は極めて貴重であり、地下水への廃水の混入は絶対に避けなければならないことから、本調査においては“DRY”方式廃さい堆積場を採用することとした。

第6章 組織及び人員計画

本調査における組織及び人員計画に関する基本的な考え方は、ソハールで鉱山操業当時のOMCOの考え方を踏襲した。ただし、ヤンキルでは製錬部門を持たないことから、エンジニアリング部門は独立させなかった。

各部門の人員面では人数をできる限り少なくし、効率の良い組織を作成することを目指した。外注とする採掘関係を除いた全従業員数を95名とした。また、オマーニゼーションを考慮し、できるだけオマーン人の雇用を多くするように計画した。全従業員に占めるオマーン人の比率は、65%である。

Fig. III-6-1～III-6-(5)に想定される人員組織図、Table III-6-1に人件費の内訳を示した。

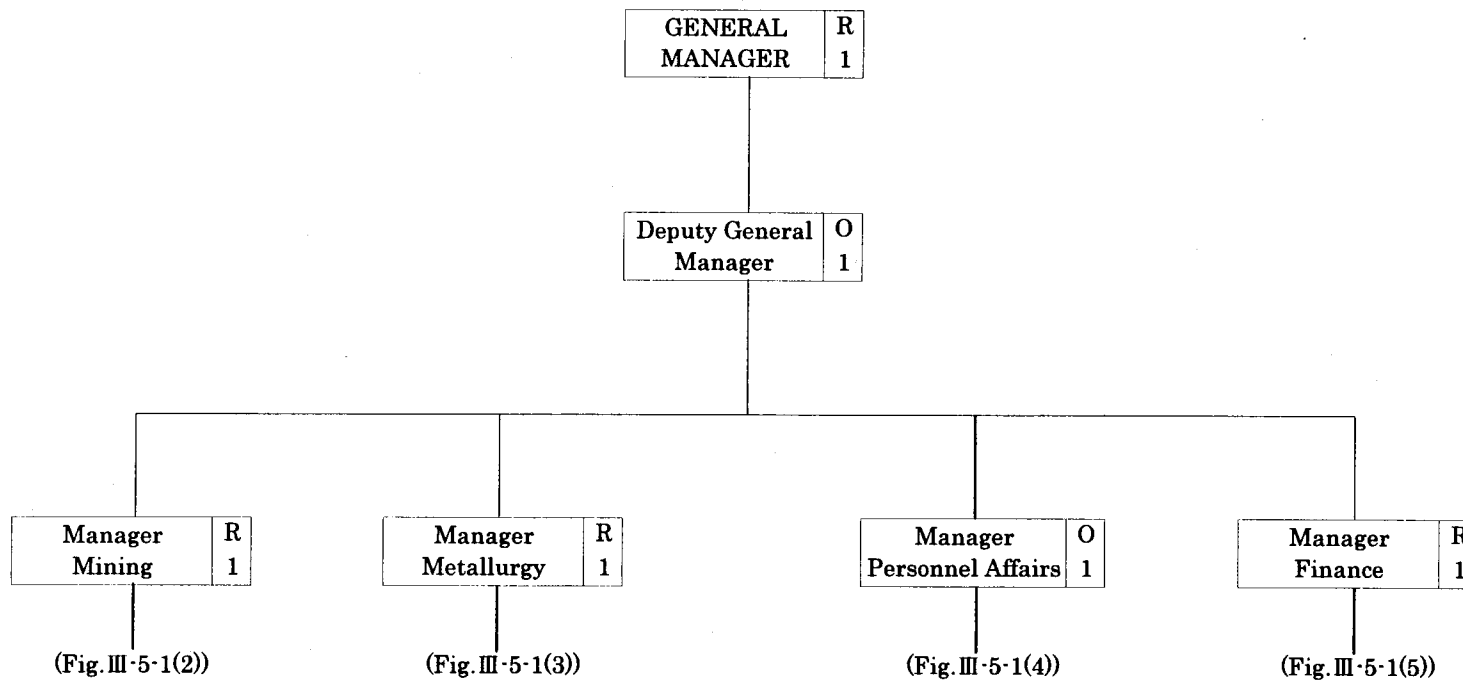


Fig. III-6-1 Proposed organization for mine operation (1)

Salary scale

1

2

3

4

5

6

7

8

9

10

11

[MINING DEPARTMENT]

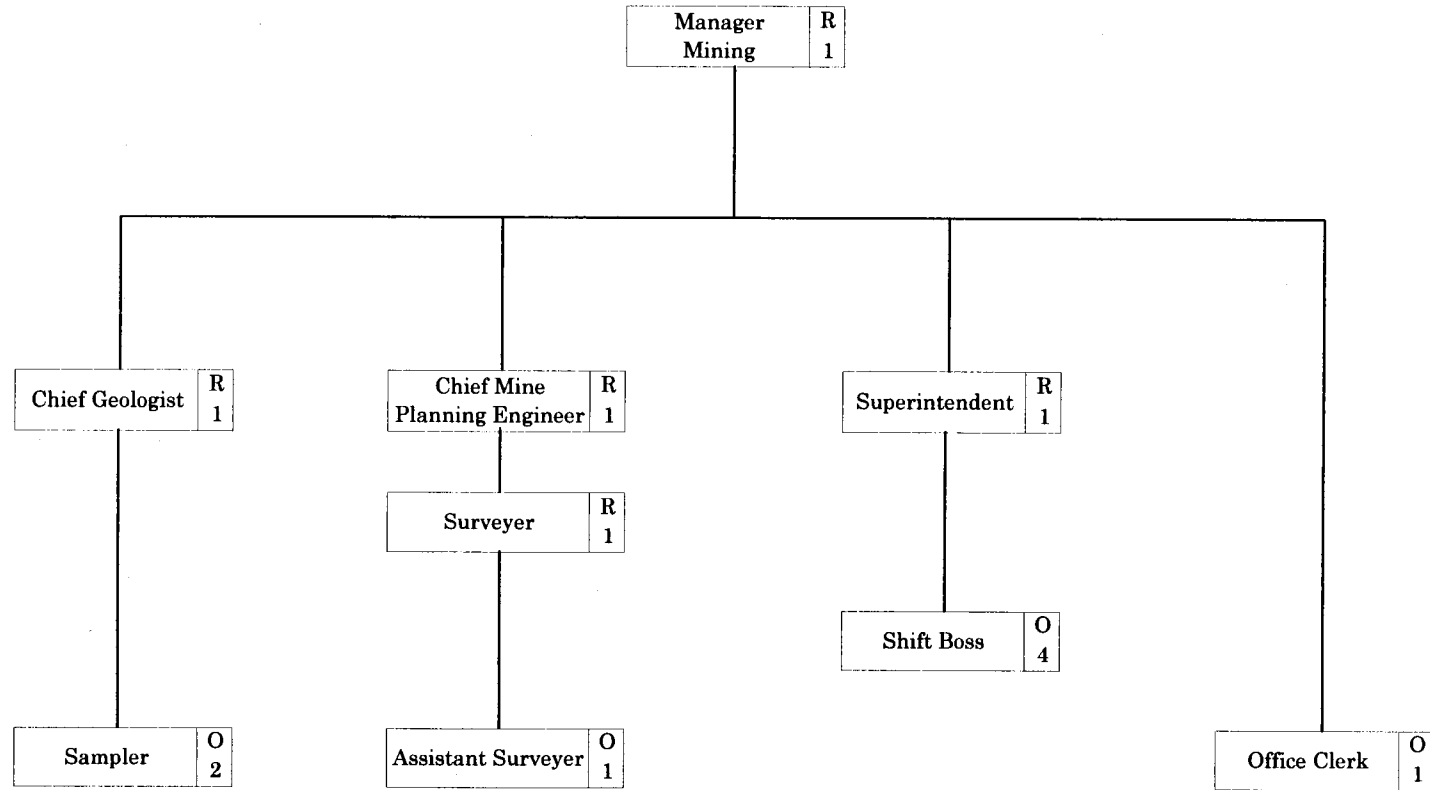


Fig. III-6-2 Proposed organization for mine operation (2)

Salary scale

[METALLURGICAL DEPARTMENT]

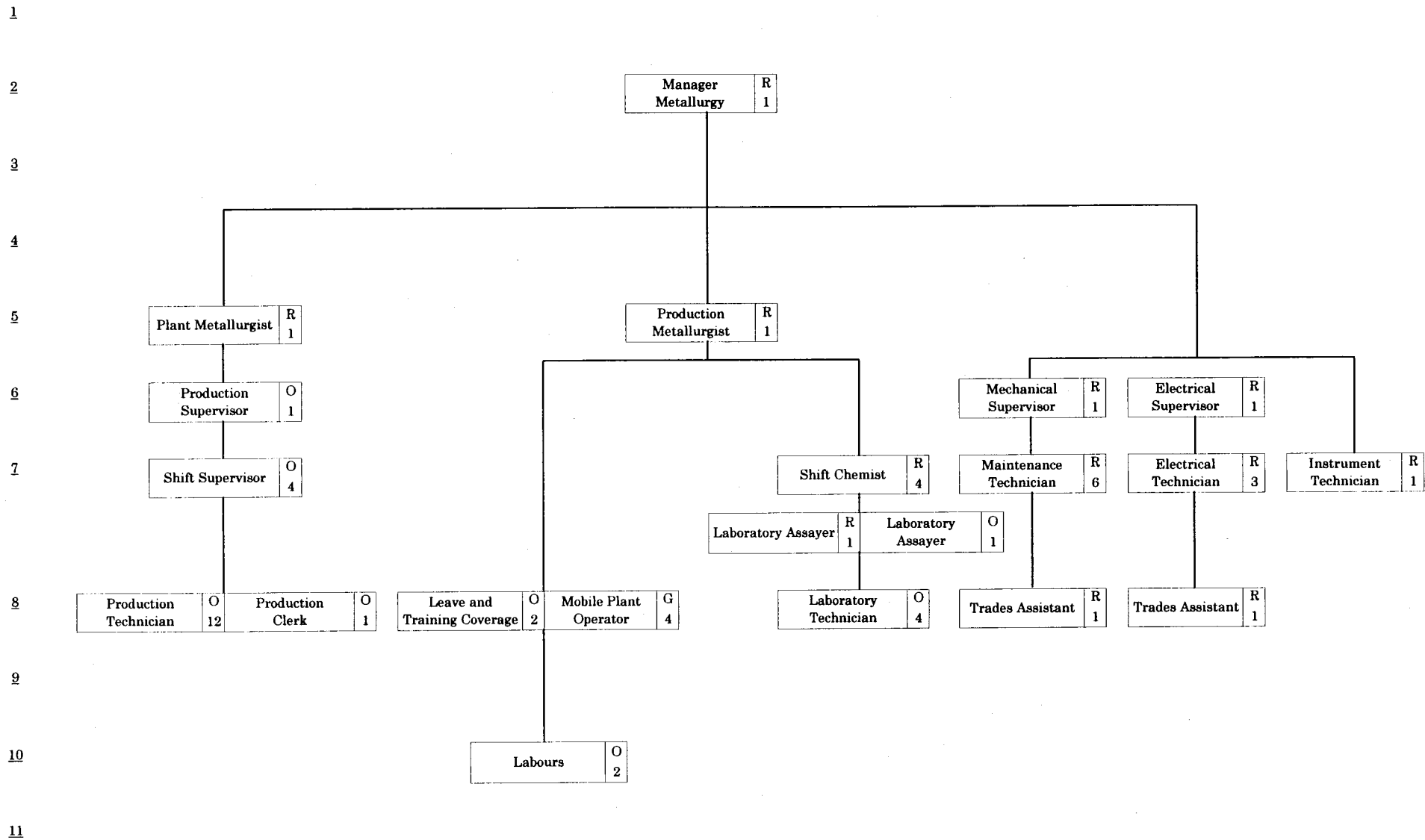


Fig. III-6-3 Proposed organization for mine operation (3)

Salary scale

1

2

3

4

5

6

7

8

9

10

11

[SUPPORT SERVICE - ADMINISTRATION]

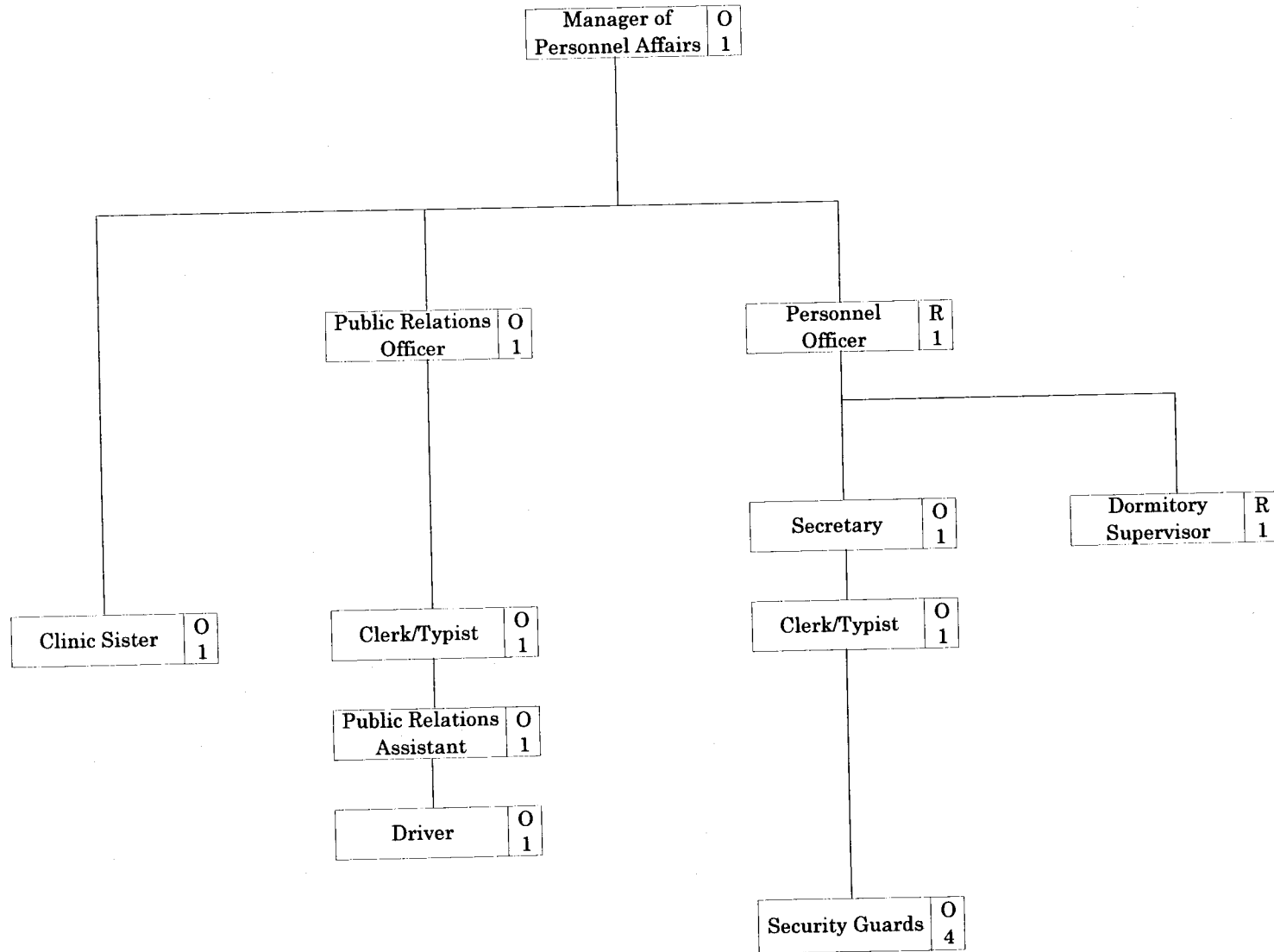


Fig. III-6-4 Proposed organization for mine operation (4)

Salary scale

- 1
- 2
- 3
- 4
- 5
- 6
- 7
- 8
- 9
- 10
- 11

[SUPPORT SERVICE - FINANCE]

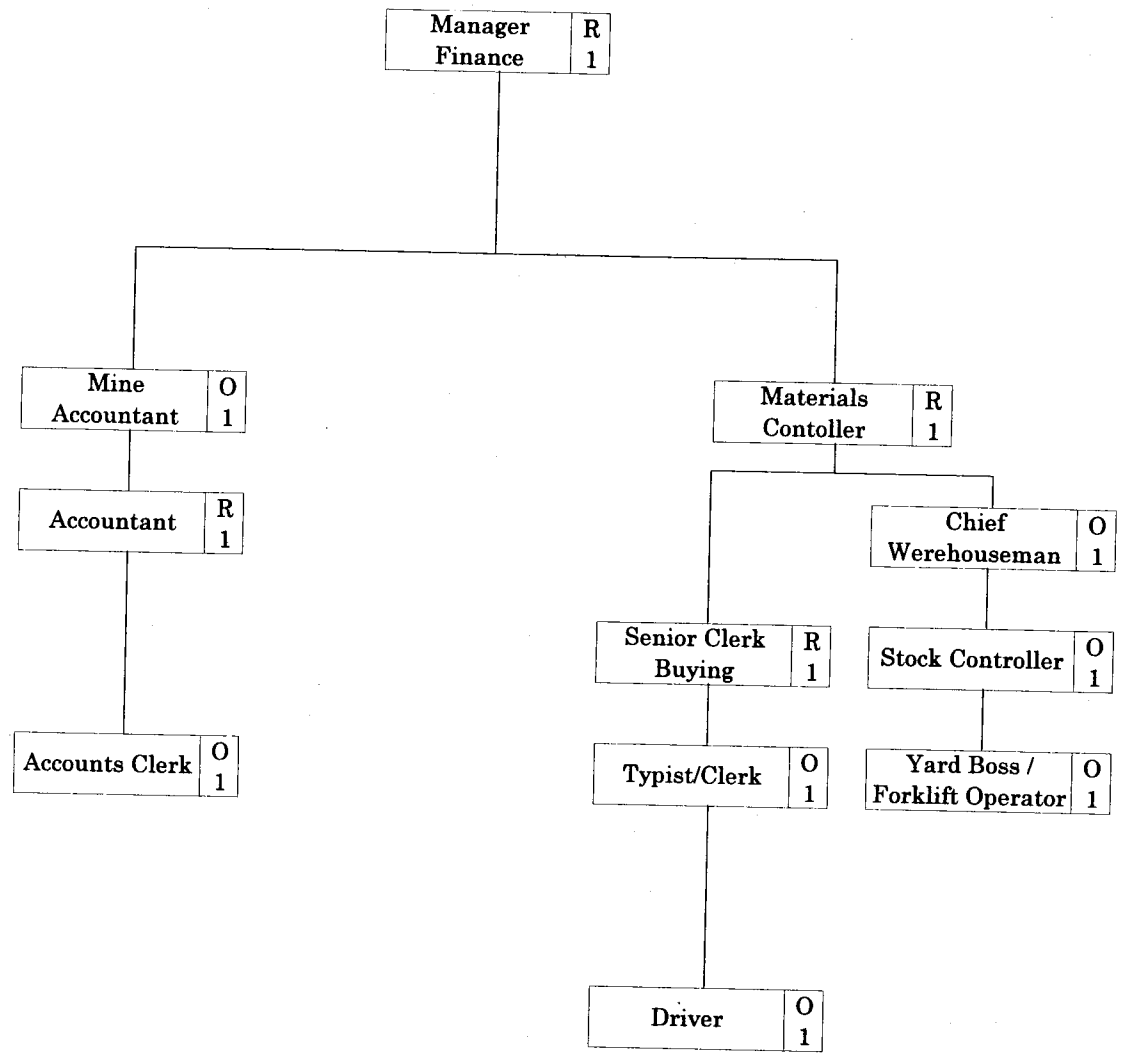


Fig.III-6-5 Proposed organization for mine operation (5)

Table III-6-1 Proposed manpower salary and wage

(unit: Rial Omani)

Grade	Regional		Omani		Administration				Finance				Metallurgical				Mining				Toatl			
	Total salary per Year		Total salary per Year		Number		Amount		Number		Amount		Number		Amount		Number		Amount		Number		Amount	
	R	O	R	O	R	O	R	O	R	O	R	O	R	O	R	O	R	O	R	O	R	O	R	O
GM	18,720				1		18,720														1		18,720	0
M			19,318			1		19,318														1	0	19,318
1																							0	0
2	13,260		15,441			1		15,441	1		13,260		1		13,260		1		13,260		3	1	39,780	15,441
3																							0	0
4																							0	0
5	7,800		10,052		1	1	7,800	10,052	1	1	7,800	10,052	2		15,600		3		23,400		7	2	54,600	20,104
6	6,240	(7,680)	8,758						1	1	6,240	8,758	3		23,040		1		6,240		5	1	35,520	8,758
7	4,680	(5,776)	6,804		1	1	4,680	6,804	1	1	4,680	6,804	15	5	86,640	34,020		4		27,216	17	11	96,000	74,844
8			5,216			3		15,648		3		15,648		25		130,400		4		20,864		35	0	182,560
9			4,560			1		4,560														1	0	4,560
10			3,988			1		3,988		1		3,988		2		7,976						4	0	15,952
11			3,705			6		22,230														6	0	22,230
() for Metallurgical Department					3	15	31,200	98,041	4	7	31,980	45,250	21	32	138,540	172,396	5	8	42,900	48,080	33	62	244,620	363,767
						18		129,241		11		77,230		53		310,936		13		90,980				608,387

1 Rial Omani = 2.597 US\$

\$335,639

\$200,566

\$807,501

\$236,275

\$1,579,981

第7章 インフラストラクチャー調査

7-1 運搬

現在オマーン国運輸省によって、ソハールからヤンキルまでの道路整備（ラカー鉱山の近傍を通過する山越えルート）が進められており、資機材および精鉱輸送にはこの新設舗装道路を利用するものとする。

ここでは、鉱山ピット内の採掘用道路以外の、鉱山道路及び一般道切替道路についての検討結果を述べる。

7-1-1 鉱山道路

鉱山道路には、各ピットと選鉱場を結ぶ鉱山道路①、選鉱場と資機材および精鉱輸送道路を結ぶ鉱山道路②がある。これらの計画ルートを Fig. III-7-1 に示す。

鉱山道路①は、各ピットと選鉱場を結ぶもので、大型ダンプトラックの走行を考慮し、幅員を15mとする。計画路線延長は約6,500mであり、表流水による侵食が懸念される小沢箇所にはボックスカルバートを施す。道路断面の計画案を Fig. III-7-2, III-7-3 に示す。

鉱山道路②は、選鉱場と資機材および精鉱輸送道路を結ぶもので、幅員を8mとし、計画路線延長は約1,700mである。道路断面の計画案を Fig. III-7-2, III-7-3 に示す。

7-1-2 一般道切替道路

現在供用中の一般道の一部区間が、廃さいダムの建設計画に伴い、使用不可能となる。したがって、この区間を迂回する切替道路を整備する。

切替道路は幅員を8mとし、計画路線延長は約2,300mである。道路断面の計画案を Fig. III-7-2, III-7-3 に示す。

道路建設のコストを Table III-7-1 に示す。なお、工事単価は地元の建設会社から収集したデータを参照した。

Table III-7-1 Construction cost of access road

		Access Road ①	Access Road ②	Diversion Road
Length	m	6,500	1,700	2,300
Width	m	15	8	8
Box Culverts	nos.	12	---	---
Unit Cost	US\$/m	90.8	48.5	48.5
Construction Cost	US\$	590,200	82,450	111,550

7-2 ワジ切替え

ハイル・アス・サフィルおよびアル・ビシャーラ鉱体のピット予定地中央付近に比較的大規模なワジ (Wadi al hayl al Ali) が存在している。したがって、降雨時のピットへの流入水防止対策

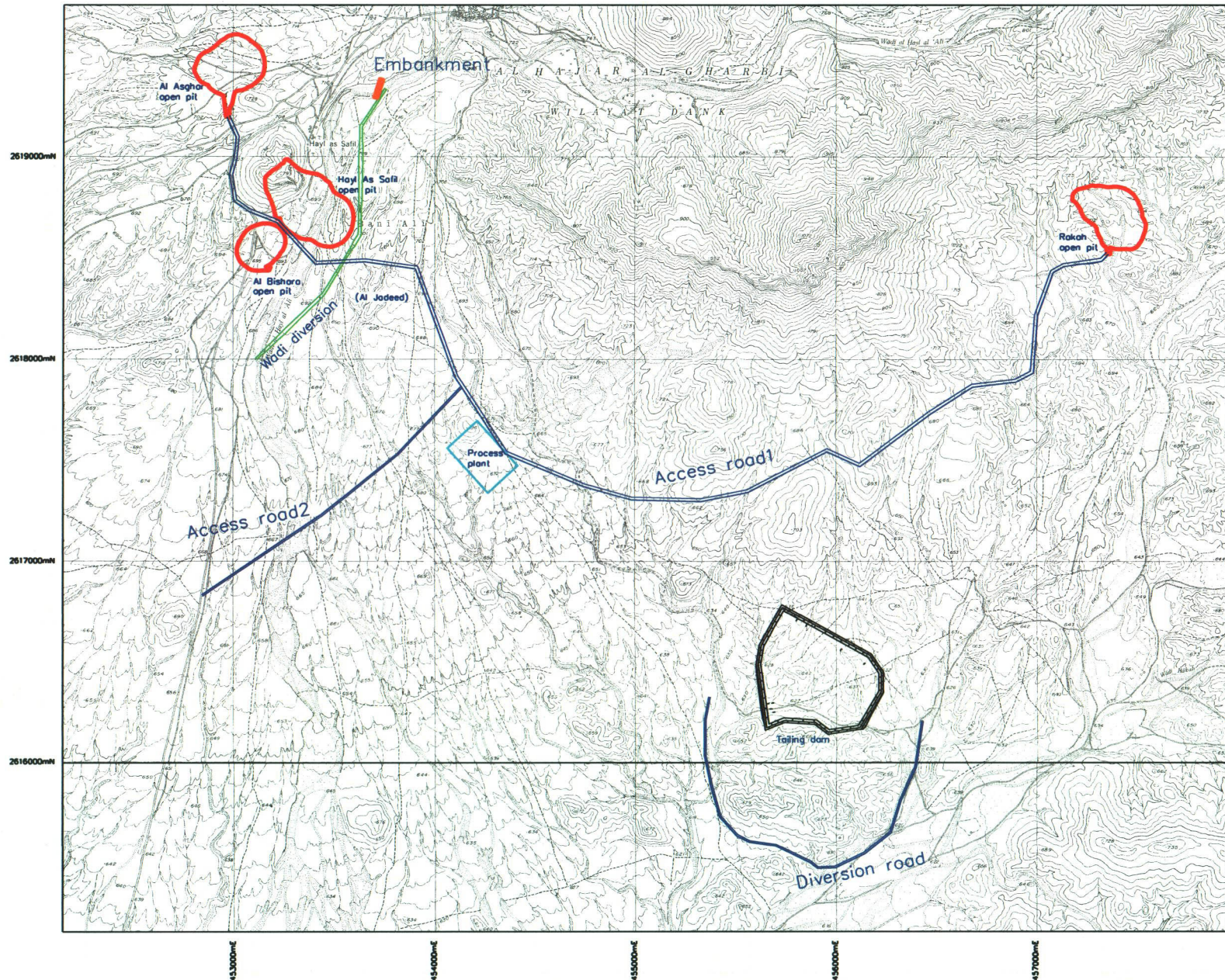


Fig.III-7-1 Planning map for access road

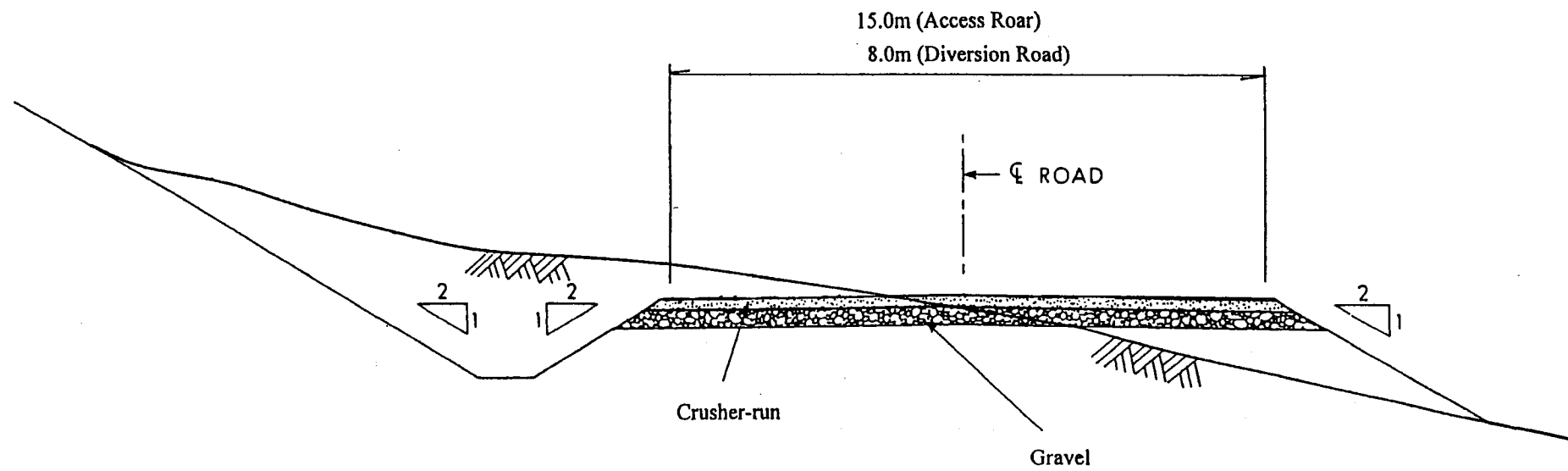
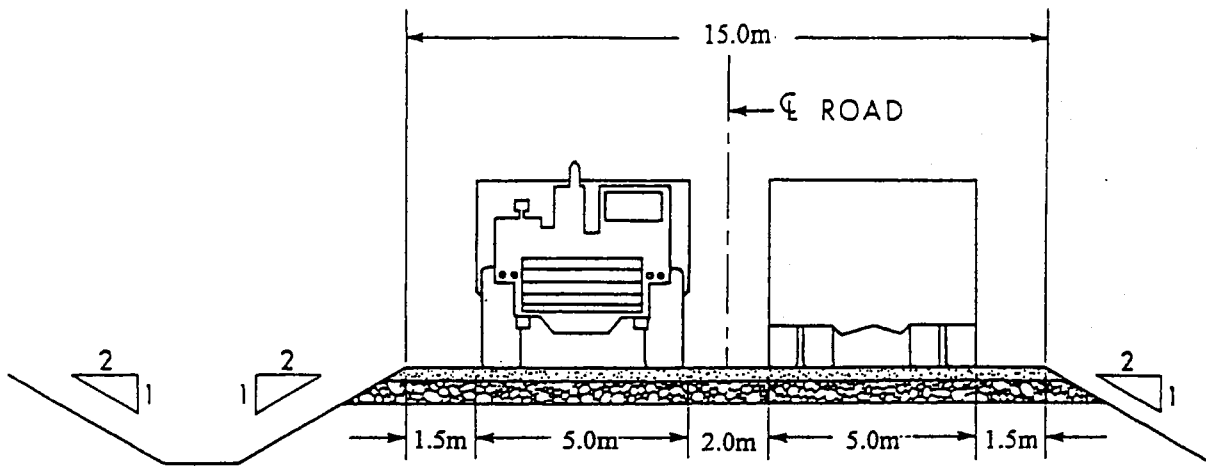
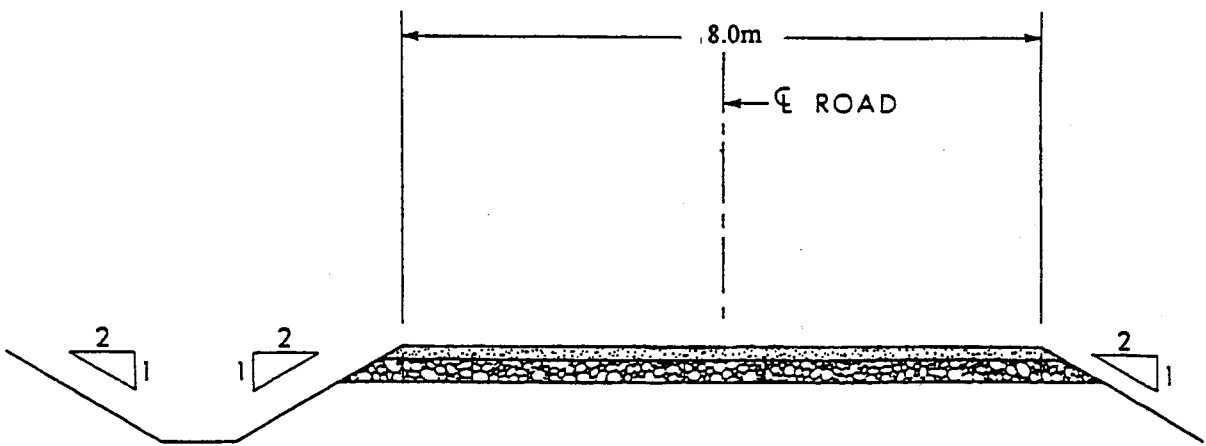


Fig. III-7-2 Standard section of Road construction (1)

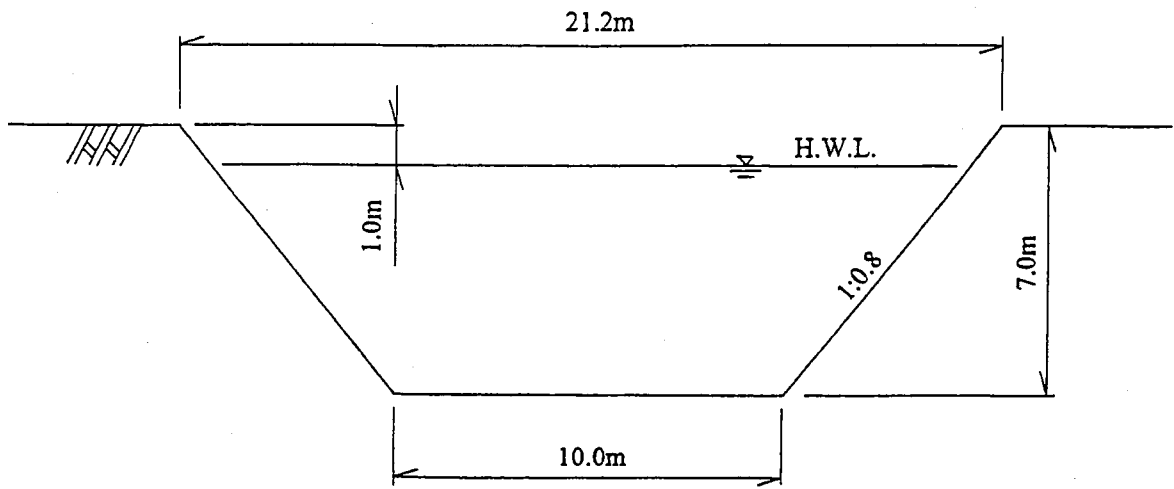


Alternative Access Road

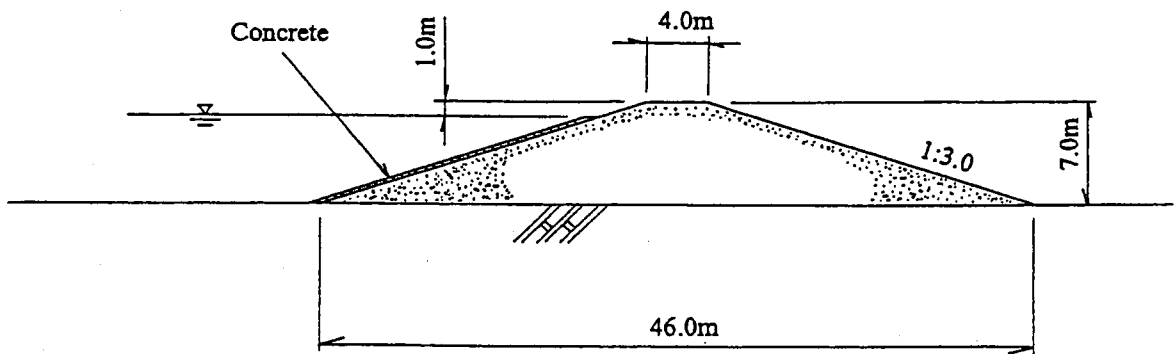


Alternative Diversion Road

Fig. III-7-3 Standard section of Road construction (2)



Standard Section of Channel



Standard Section of Embankment

Fig. III-7-4 Standard section of Channel and Embankment for Wadi diversion

として、ピットの東側を通過するワジの切替えを実施する。

ワジ切替え始点部はハイル・アス・サフィル・ピットの上流約 600m でワジ・アル・ハイル・アル・アリの左岸低位段丘面に、終点部はピットの下流約 600m に位置する。計画切替え延長は約 1,600m となる。切替え水路は、入口・出口でスムーズな流れとなるような線形とする。また、始点部には、旧ワジに流入する河川水から下流部に当たるピットを保護するため、掘削残土を用いた大規模な堰堤を構築する（堰堤長約 120m）。

なお、新設水路の断面は、50 年確率流出量（530m³/sec）を考慮して検討した。

計画切替えルートを Fig. III-7-1 に、ワジ切替え新設水路の標準断面および堰堤の標準断面を Fig. III-7-4 に示す。

ワジの切替えおよび堰堤の構築のコストは次のように算出される。なお、単価は地元の建設会社から収集したデータを参照した。

Table III-7-2 Construction cost of wadi diversion and embankment

		Wadi Diversion	Embankment
Length	m	1600	120
Area of Cross Section	m ²	110	175
Volume of Excavation	m ³	176,000	21,000
Unit Cost	US\$/m ³	4.2	11.8
Construction Cost	US\$	739,200	247,800

7-3 用 水

現在、Masarrat Water Supply 計画により、イブリの南西約 50km のマサラート地区を水源としイブリ市、ヤンクル市等へ水を供給するパイプラインを建設中である。この工事は 2002 年 3 月の完成予定で、ヤンクル市内に 5,000t の貯水タンクが設置される。

この給水計画は今後 10 年間の用水需要を想定して計画されており、ヤンクル市の場合は次のとおりである。

- * 一人当り需要量：150 l/day (2029 年時：200 l/day)
- * ヤンクル市人口：8,400 人 (2029 年時：21,400 人)
- * 需 要 量 計：1,260 t/day (2029 年時：4,280 t/day)
- * 計画送水能力：10,000 t/day

したがって、プロジェクトとして必要な 1,000~2,000 t/day の用水は、Masarrat Water Supply 計画により確保可能といえる。

7-4 電 気

7-4-1 必要電力

Table III-7-3 Installed and operating electrical loads

Motor Control Center (MCC)		Installed kW	Running kW
10-MC-01	Crushing Area 415V MCC	600	460
20-MC-01	Grinding Area 415V MCC	1,060	690
20-MC-02	Grinding Area 6.6kV MCC	4,150	3,990
40-MC-01	Concentrate Area 415V MCC	1,050	580
Total		6,860	5,720

7-4-2 供給設備

- * 11 kV 送電線 (プロジェクトには含まず)
- * 開閉設備 (プロジェクトには含まず)
- * 11 kV 変電設備 (粉碎, 摩鋳および浮選場の 3 箇所)

7-4-3 配電

- * プラント高圧配電 Three Phase, 11kV, 50Hz
- * 低電圧供給 Three Phase, 415V, 50Hz, solidly earthed neutral, 50kA for 1sec
- * 制御電力 Single phase, 110V, 50Hz, neutral earthed
- * 照明用, 小規模電力 240V single phase, 50Hz, solidly earthed neutral, 9A for 1sec design fault rating

7-5 通信

現地電話は 20 回線ケーブルによりオマーンネットワークに接続される。また, 20 回線ケーブルは管理事務所の主交換機に接続される。

全ての内部電話と外線との接続は管理事務所の PABX を経由する。PABX の構成は次のとおりである。

- * 20 digital extensions;
- * 5 external lines, and
- * operator console.

また, 各通信設備を次のように計画する。

- * Workshop 1 phone, 0 fax
- * Store 1 phone, 1 fax
- * Control rooms 2 phones, 0 fax
- * Laboratory 2 phones, 0 fax
- * Administration Building 14 phones, 1 fax, 1 data link

7-6 住宅施設

本プロジェクトでは、幹部用住宅および一般従業員用集合住宅は自ら建設せず、借上げて使用するものとする。

7-7 その他施設

7-7-1 火災警報システム

鉦山場内の火災警報システムとしては、粉碎コントロールルームおよびプラントコントロールルームに設置された火災報知器と次の各場所の検出器とが接続されている。

- * Each MCC switch room
- * Plant control room
- * Crushing control room

なお、本火災警報システムは、前述の通信設備を利用しヤンクル市警察および消防署等へ連絡できる。

7-7-2 火薬庫

採鉦等に用いる火薬類を保管する火薬庫を設置する。建物は約 40m²の平屋倉庫で、周囲を高さ 2～3mの土提体で囲む。火薬庫の建設費用として US\$31,000 を見込んだ。