

3-1-2 試料の性状、物性調査

(1) 成分分析

試料の成分分析結果をTable 3-6 に示す。いずれの鉱石もTable 3-1 に示すコア分析結果の平均品位にほぼ一致している。

Table 3-6 Assay results of head samples

component		Hayl as Safil ore	Rakah stockwork ore	Rakah massive ore
Au	g/t	0.5	0.5	9.1
Ag	g/t	5.1	1.4	18.8
Cu	%	1.12	1.25	1.60
Pb	%	<0.01	<0.01	0.04
Zn	%	0.22	0.23	0.11
Fe	%	16.52	20.43	35.73
S	%	14.60	10.52	39.87
SiO ₂	%	57.89	40.86	19.61
CaO	%	0.04	0.20	0.05
MgO	%	2.35	6.13	0.02
Al ₂ O ₃	%	3.17	10.13	0.35
Mo	ppm	11	<1	4
As	ppm	22	140	2944
Cd	ppm	6	3	6
Hg	ppm	0.46	0.51	9.03

(2) 鉱物組成

試料の鉱物組成を推定するためX線回折法により鉱物の同定を行った。得られたX線回折パターン図をAppendix 5に、また回折パターン図の解析結果をTable 3-7 に石英指数表示で示す。なお、石英指数は次式で算出される指数で、石英については石英の含有量（重量%）を、また他の鉱物については相対的な量比を意味する半定量的な表示方法である。

$$QI = I_m / I_q \times 100$$

QI : 石英指数

I_m : 目的鉱物の最強X線強度 (cps)

I_q : 人工石英の最強X線強度 (cps)

いずれの試料においても硫化鉱物としては黄鉄鉱、黄銅鉱が同定されている。この他に、ラカ一塊状鉱では白鉄鉱が認められている。一方、脈石鉱物としては石英がいずれの鉱石についても同定されている。

Table 3-7 Mineral identification by X-ray diffraction analysis

Identified mineral	Hayl as Safil ore	Rakah stockwork ore	Rakah massive ore
chalcopyrite ?	1.08	2.12	0.36
pyrite	5.64	2.36	8.76
marcasite	nil	nil	1.68
hematite	3.92	nil	nil
quartz	33.70	15.13	6.73
chlorite	0.40	4.36	nil

nil : no identification by X-ray diffraction analysis

Table 3-8 Mineral identification by microscopic observation

Identified mineral	Hayl as Safil ore	Rakah stockwork ore	Rakah massive ore
chalcopyrite	○	○	○
covellite	○		○
chalcocite	○		○
bornite	○		
pyrite	○	○	○
sphalerite	○	○	

Table 3-9 Estimate of constituent minerals

Mineral	Chemical formula	Hayl as Safil ore	Rakah stockwork ore	Rakah massive ore
Chalcopyrite	$CuFeS_2$	% 3.2	% 3.6	% 0.9
Secondary copper minerals		very rare		2.0
Galena	PbS	0.01	0.01	0.05
Sphalerite	ZnS	0.33	0.34	0.16
Pyrite	FeS_2	25.0	17.1	72.7
Marcasite	FeS_2			
Hematite	Fe_2O_3	4.8		
Quartz	SiO_2	38.0	15.0	10.0
Chlorite	$(Mg, Fe^{2+}, Al)_{12} \cdot (Si, Al)_8O_{20}(OH)_{16}$	9.0	39.0	

X線回折法による鉱物の同定はその含有量が少ないと困難であるので、本試料と同じコアで作製した研磨片の顕微鏡観察結果も参考にした。Table 3-8 は顕微鏡観察により同定された鉱物をまとめたものである。同表に示すように、ハイル・アス・サヒル鉱およびラカー塊状鉱では黄銅鉱の他に2次銅鉱物が認められ鉱石が酸化されていることを示している。

次に成分分析および鉱物の同定結果にもとづいて鉱物組成を推定した。その結果をTable 3-9に示す。同表より各試料は以下のように特徴づけられる。

- ① ハイル・アス・サヒル鉱 : 硫化鉱物が28%を占める。銅鉱物は黄銅鉱を主とするが、銅らん、輝銅鉱の2次銅鉱物も存在する。脈石鉱物として石英の他に緑泥石、赤鉄鉱が含まれる。
- ② ラカーストックワーク状鉱 : 硫化鉱物が21%を占める。銅鉱物は黄銅鉱で、2次銅鉱物は同定されていない。脈石鉱物は石英、緑泥石であるが、緑泥石の含有が高いことを特徴とする。
- ③ ラカー塊状鉱 : 硫化鉱物が75%を占め、硫化鉄鉱の含有量は銅鉱物に比して著しく高い。この鉱石はかなり強い酸化を受け銅らん、輝銅鉱、斑銅鉱を主とする2次銅鉱物が銅鉱物の約2/3を占めること、さらに硫化鉄鉱物として白鉄鉱が多量に含まれることを特徴とする。

(3) 仕事指数

試料のハードグロブ指数およびそれより換算した仕事指数をTable 3-10に示す。同表でラカーストックワーク状鉱の仕事指数は、ハイル・アス・サヒル鉱、ラカー塊状鉱の仕事指数に比し著しく大きな値を示す。この値は鉱物組成から推定しても理解しがたい。これは粘土鉱物（緑泥石）を多量に含有する鉱石のハードグロブ粉砕性試験の特性に起因すると考えられる。一方、ラカーストックワーク状鉱の磨鉱特性はTable 3-5に示したようにハイル・アス・サヒル鉱の磨鉱特性に近いことから、実際のラカーストックワーク状鉱の仕事指数はハイル・アス・サヒル鉱の仕事指数に近い値と推定される。

(4) 真比重

試料の真比重をTable 3-11に示す。

(5) 可溶性イオン分析

3-1-2節の鉱物組成の項に示したように試料は一部酸化されており、浮選に悪影響を及ぼす可溶性イオンを含有しているものと推定される。この重金属イオンの分析を行いその結果をTable 3-12に示す。

Table 3-10 Hardgrove index and work index

Item	Hayl as Safil Ore	Rakah Stockwork Ore	Rakah Massive Ore
Hardgrove Index (Hd)	54	45	56
Work Index (kwh/st)			
Wi ¹⁾	12.9	15.1	12.5
Wi ²⁾	11.5	13.6	11.2

1): given by Ishihara equation ($Wi=400/(Hd)^{0.86}$)

2): given by Bond equation ($Wi=435/(Hd)^{0.91}$)

Table 3-11 Specific gravity of head samples

Hayl as Safil Ore	Rakah Stockwork Ore	Rakah Massive Ore
3.11	3.11	3.97

Table 3-12 Concentration of Ion dissolved from sample

Item	Hayl as Safil Ore	Rakah Stockwork Ore	Rakah Massive Ore
pH	4.8	6.1	4.3
Soluble Ions			
Cu ppm	0.202	0.014	0.073
Zn ppm	34.8	28.7	97.0
Fe ppm	611	301	10,807

- ① ラーカーストックワーク状鉱のろ液はpH6.1 でほぼ中性で、可溶性イオンも少ない。
- ② ハイル・アス・サhil鉱及びピラカー塊状鉱の場合ろ液のpH値は4.8 と4.3 でかなり酸性である。その溶出イオン量はいずれもラーカーストックワーク状鉱に比しかなり多い。これは両鉱石が酸化を受けていることを示す。
- ③ Cuイオンの含有量がZn、Feに比べて著しく低いのは、溶出Cuイオンが閃亜鉛鉱及び黄鉄鉱の表面で置換反応を起こしCu分は固定され、Znイオン、Feイオンが溶出したものと思われる。

3-1-3 基礎浮選試験結果

(1) ハイル・アス・サhil鉱の基礎浮選試験

(i) ストレート浮選試験

(a) 給鉱サイズの比較試験

粗選における給鉱サイズを選定するために、-200 メッシュ50%、60%、70% および80% に磨鉱した試料について、KAX 35g/t、消石灰 2000g/tを添加して試験を行った。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 1)に、またその概要を Fig.3-2 に示す。この結果より以下の事項が明らかになる。

- ① 給鉱サイズが-200 メッシュ50% の場合、Cu品位3.43% の浮鉱がCu実収率94.0% の成績で得られる。これは硫化鉱物と脈石鉱物はほぼ単体に分離されているものと考えられる。
- ② 給鉱サイズが-200 メッシュ80% の場合、浮鉱Cu品位8.17% Cu実収率91.7% となる。
- ③ のCu実収率低下の原因は、黄鉄鉱と片刃をなす微細な銅鉱物が沈鉱に移行したと考えられる。
- ④ 以上の結果より、ストレート浮選の給鉱サイズは-200 メッシュ80% が適当である。したがって、以降のストレート浮選試験では試料の磨鉱サイズを-200 メッシュ80% とした。

(b) 捕収剤比較試験

銅鉱物を選択的に回収する際に最も適する捕収剤を選定するために、pHを変化させて捕収剤の比較試験を行った。捕収剤の添加量はそれぞれKAX 35g/t、AP3501 52.5g/t、AP3418 54.1g/t、AP404 61.8g/t とし、pHは消石灰で8.6 から12.0の範囲に調整した。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 2,3,4,5) に、また、その概要をFig.3-3 に示す。同図

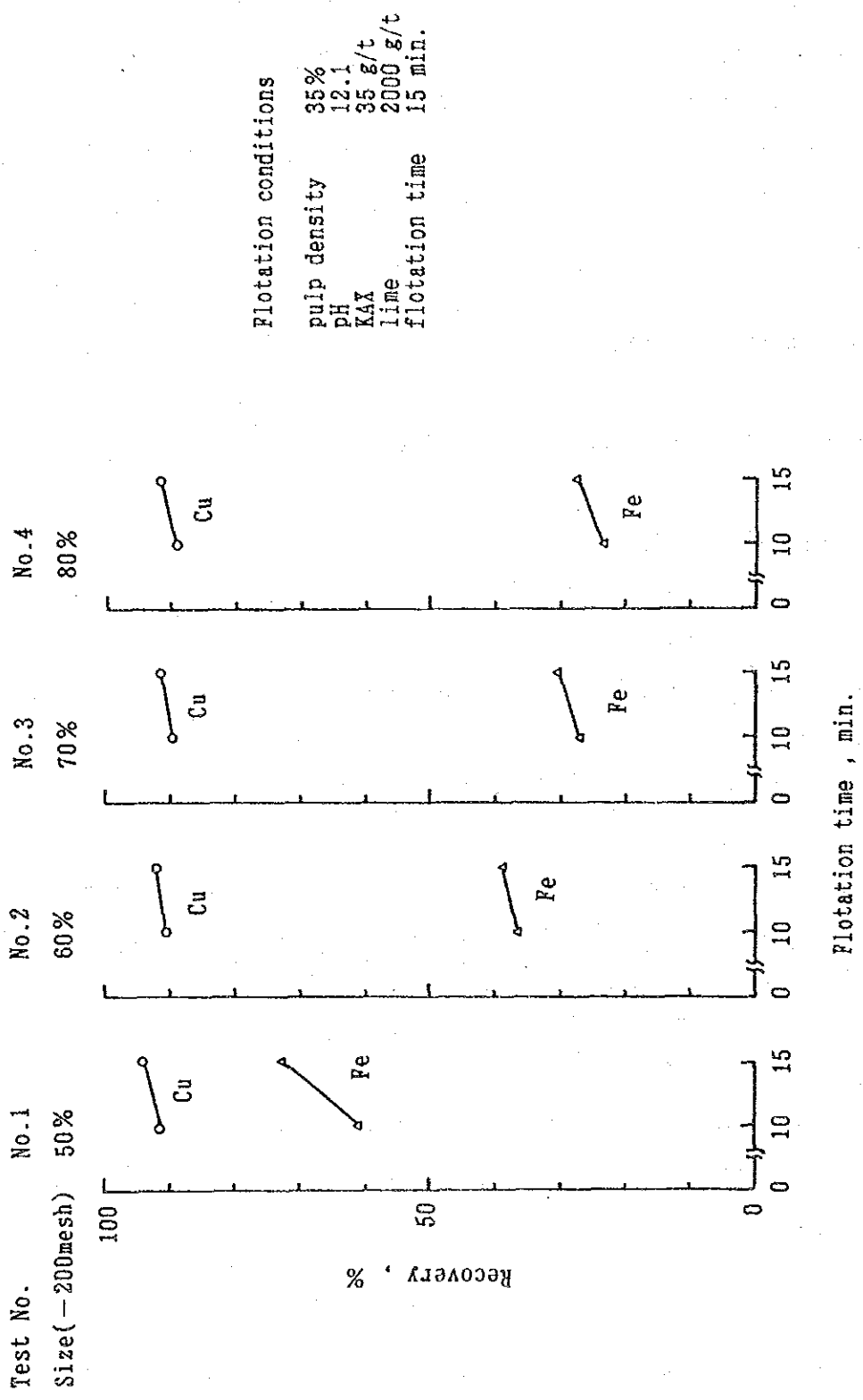


Fig. 3-2 Effect of feed size on copper selective flotation of Hayl as Saffil ore

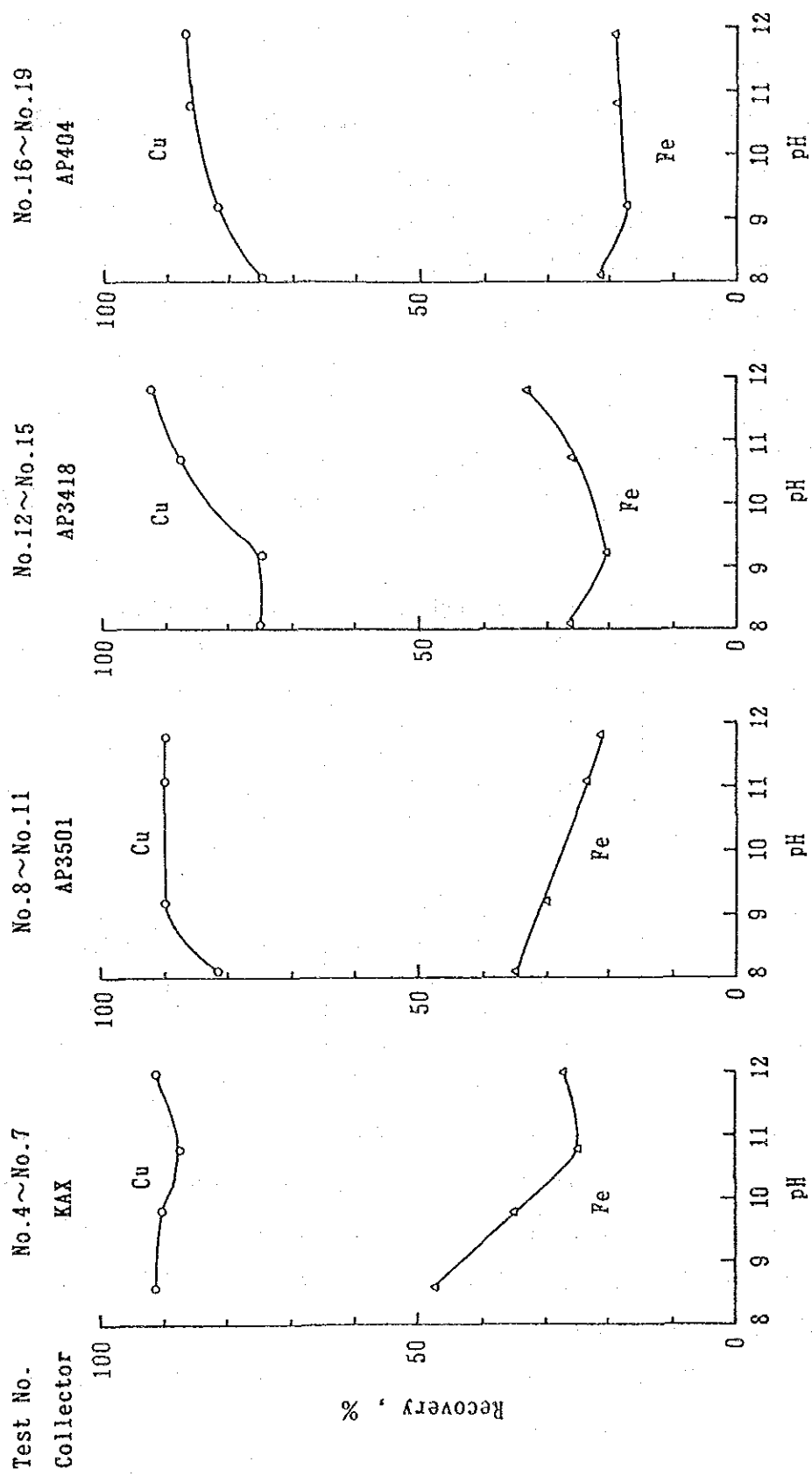


Fig. 3-3 Effect of collector on copper selective flotation of Hayl ore varying pH value

より各捕収剤の浮選特性は次のように要約される。

- ① KAX の場合、Cu実収率はpH 10 ～11付近で低下するが、pH 12.0 では 91.7%を示す。また、黄鉄鉱は pH が高いほど抑制される。
- ② AP3501の場合、Cu実収率は pH 9 以上の領域でほぼ一定で、90.3% を示す。黄鉄鉱はpH が高いほど強く抑制される。
- ③ AP3418の場合、Cu実収率は pH が高いほど高い。しかし、Fe実収率も高くなり、高 pH 領域での黄鉄鉱の分離は他の捕収剤に比し悪い。
- ④ AP404 の場合、Cu実収率は pH が高いほど高い。一方、黄鉄鉱は試験 pH 領域で強く抑制される。
- ⑤ いずれの捕収剤を用いる場合も、高いCu実収率を得るためにはパルプのpHを12付近に設定する必要がある。

捕収剤の特性を比較するため、pH 12 における浮選成績をTable 3-13に示した。同表より次の事項が明らかとなる。

Table 3-13 Comparison of collectors on copper selective flotation of Hayl as Safil ore

collector		KAX	AP3501	AP3418	AP404
Dosage	g/t	35.0	52.5	54.1	61.8
pH		12.0	11.8	11.8	11.9
Recovery					
Cu	%	91.7	90.3	92.7	87.5
Fe	%	27.7	21.5	33.0	19.2
Grade of conc.					
Cu	%	8.17	10.05	6.79	10.12
Fe	%	34.25	33.20	32.80	29.71
Wt of conc.	%	13.0	10.7	15.7	10.0

- ① 銅鉱物に対する捕収力は KAXが優れている。AP3501、AP3418を用いる場合、KAX と同程度の実収率を得るためには KAXの約1.5 倍の添加量を必要とする。
- ② 銅鉱物と黄鉄鉱の分離の点では AP3501 が KAXより優れた成績を示す。AP3501による浮鉱のCu品位は 10.05% Cuである。
- ③ 銅鉱物と黄鉄鉱の分離の点でAP3501が優れているが、粗選で高いCu実収率を得るために捕収力の強いKAX を採択したい。

(ii) バルク優先浮選試験

(a) 給鉱サイズの比較試験

バルク粗選における給鉱サイズを選定するために、-200 メッシュ50% および60% に磨鉱した試料について、KAX 添加量35g/t、pH7.2 の条件で試験をした。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 7) に、またその概要をFig.3-4 に示す。この結果より以下の事項が明らかになる。

- ① 給鉱サイズが-200 メッシュ50% の場合、Cu品位2.94% の粗選浮鉱がCu実収率91.2% で得られる。一方給鉱サイズ-200 メッシュ60% にすると、Cu実収率は約3.5%低下する。
- ② 以上の結果より、バルク粗選の給鉱サイズは-200 メッシュ50% が適当である。したがって、以降のバルク優先浮選試験では試料の磨鉱サイズを-200 メッシュ50% とした。

(b) pH 比較試験

バルク粗選における pH の影響を検討するために、KAX 添加量 35g/tにおいてバルブの pH を4~12に変化させた試験をした。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 8)に、またその概要をFig.3-5 に示す。この結果より以下の事項が明らかになる。

- ① Cu実収率はpH 4で93.7%、pH 12.1 で94% を示すが、この間の pH 領域では低下する。
- ② 高 pH 領域では黄鉄鉱の抑制が認められ、Fe実収率はわずかに低下する。
- ③ 以上の結果より、バルク浮選でも最適のpHは12付近である。この場合、浮鉱品位3.43% CuでCu実収率94% のバルク粗選成績が得られる。

(c) 浮選時間の比較試験

バルク粗選でのCu実収率を改善するために、浮選時間、KAX 添加量の効果を検討した。浮選条件はKAX 添加量60g/t、浮選時間30分である。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 9)に、またその概要をFig.3-6 に試験No.1 (KAX 添加量35g/t、浮選時間15分) の結果と共に示す。この結果より以下の事項が明らかとなる。

- ① 浮選時間の延長とKAX の25g/t 増加により、浮鉱のCu品位は2.90% に低下するが、Cu実収率は2.8%向上した。
- ② したがって、バルク粗選の浮選条件はKAX 添加量60g/t、浮選時間30分が適当である。

(d) 精選におけるpH比較試験

バルク浮鉱の精選におけるpHを選定するために、pHを10.6、11.4、12.3に変化させて試験を行

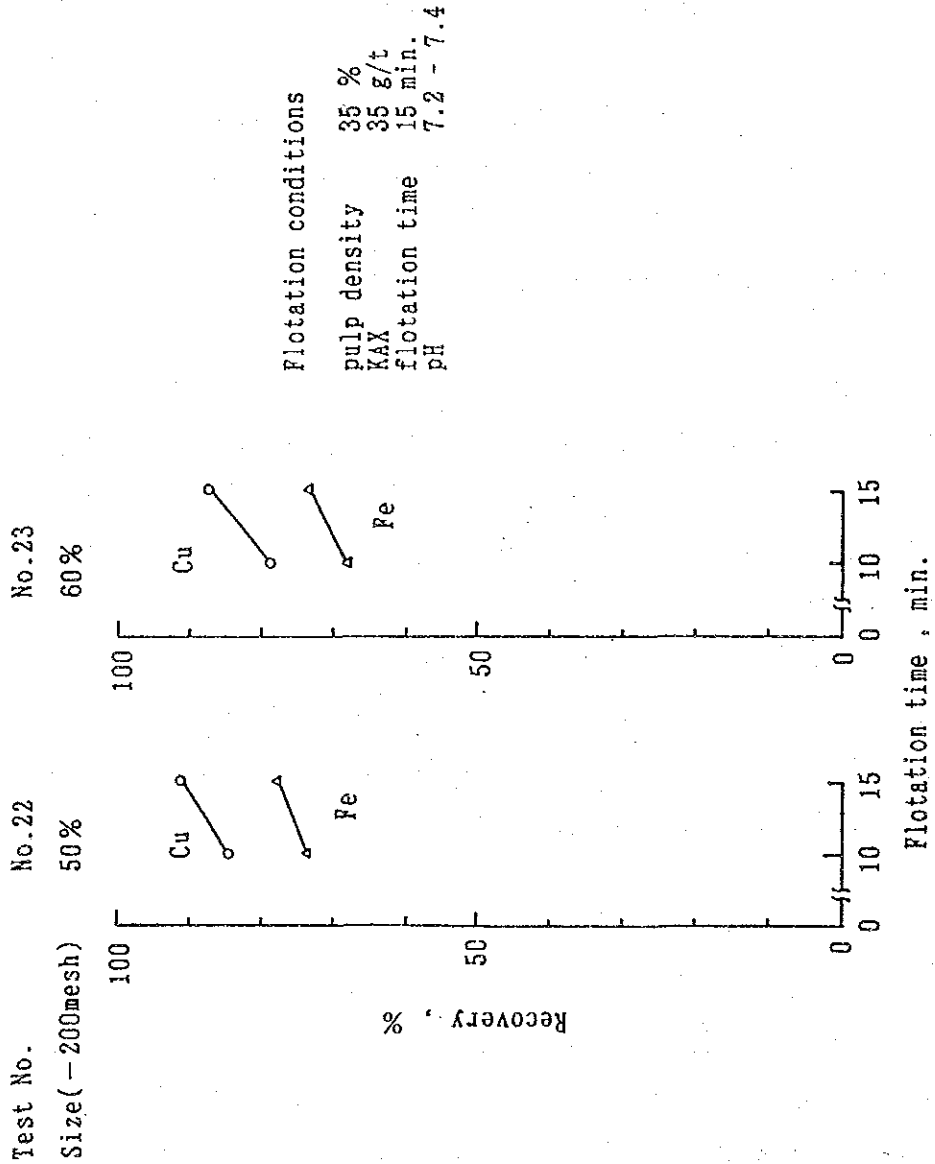


Fig. 3-4 Effect of feed size on bulk flotation of Hayl as Safilore

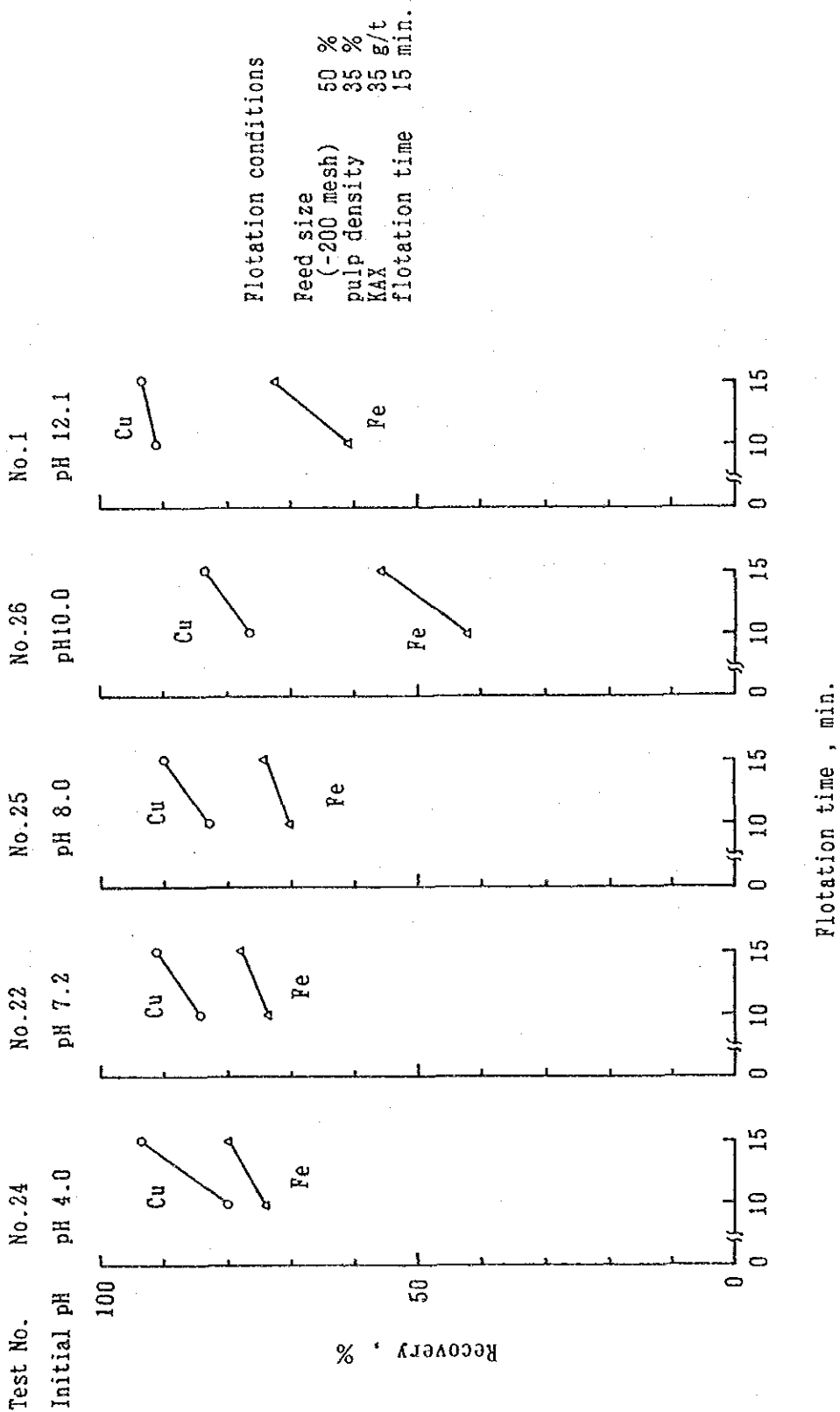


Fig. 3-5 Effect of pH value on bulk flotation of Hayl as Saffil ore

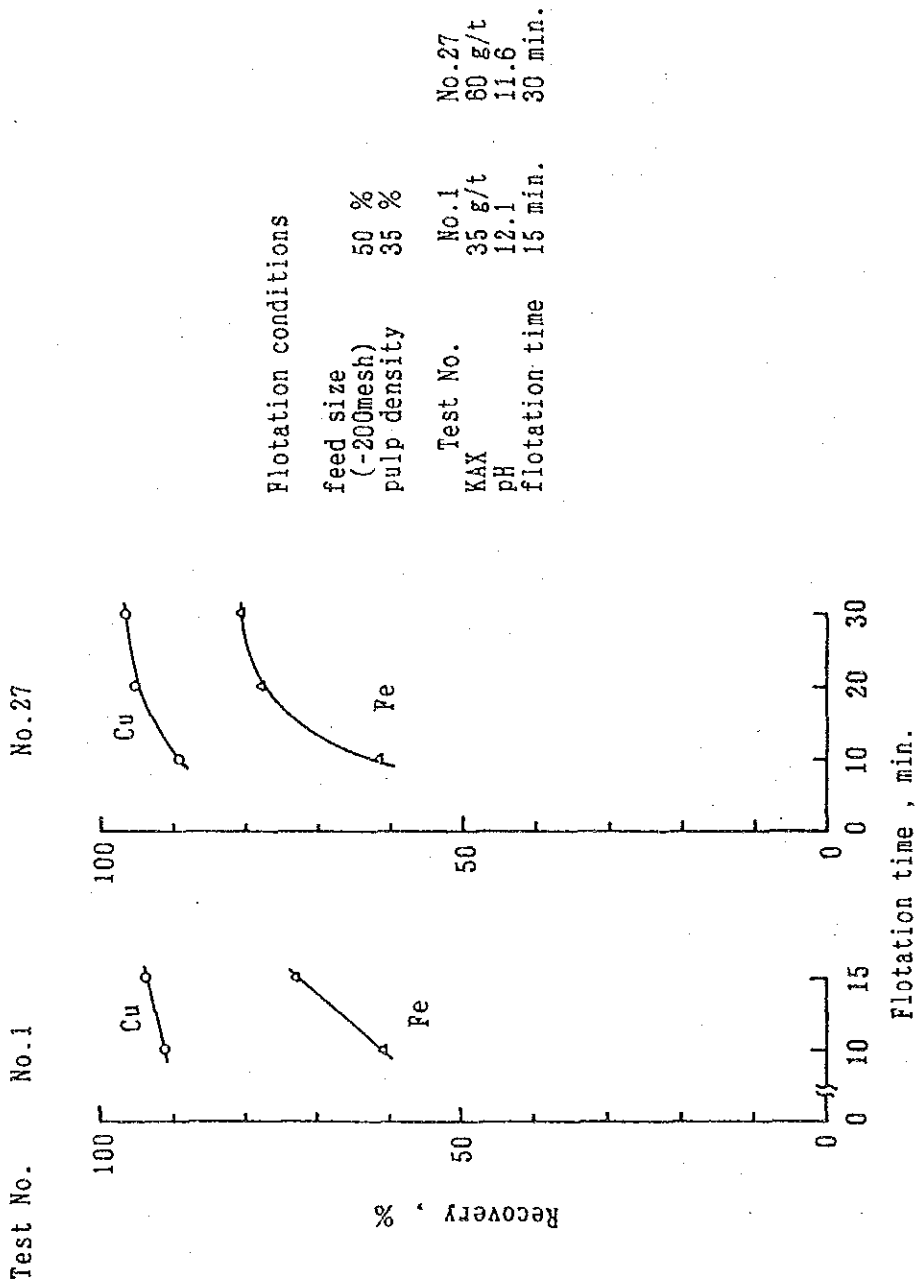


Fig. 3-6 Recovery - flotation time curves on bulk flotation of Hayl as Safil ore varying KAX dosage

った。粗選の浮選条件はKAX 添加量60g/t、浮選時間30分とした。得られた粗選浮鉱を-200 メッシュ90% もしくは95% に再磨鉱した後、精選に供した。精選は2段、浮選時間は5分、4分とした。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 10) に、またその概要をFig.3-7 に示す。この結果より、次の事項が明らかになる。

- ① 精選の給鉱サイズが-200 メッシュ90% の場合、pHが高いほど黄鉄鉱が抑制され精鉱のCu品位は高くなり、pH12.3においては12.76%になる。しかし、Cu実収率はpHに関係なく72~74% とほぼ一定である。
- ② 精選の給鉱サイズを-200 メッシュ95% にしても、著しい効果は認められない。
- ③ 精選においてCu実収率は著しく低い、これは浮選時間が短いと思われる。
- ④ 精鉱品位を高めるためには精選段数を増やすこと、さらにpHを12.3以上に選定し、黄鉄鉱の抑制を強化する必要がある。

(2) ラカーストックワーク状鉱の基礎浮選試験

(i) ストレート浮選試験

(a) 給鉱サイズの比較試験

粗選における給鉱サイズを選定するために、-200 メッシュ50%、60%、70% および80% に磨鉱した試料について、KAX 30g/t、消石灰2000g/t を添加して試験を行った。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 11) に、またその概要をFig.3-8 に示す。この結果より次の事項が明らかになる。

- ① 給鉱サイズが-200 メッシュ50% の場合、Cu品位5.03% の浮鉱がCu実収率95.1% で得られる。
- ② Cu実収率はいずれの給鉱サイズにおいても95% である。しかし、給鉱サイズが細くなると銅鉱物と黄鉄物の分離は良好となり浮鉱品位は向上する。-200 メッシュ80% の場合、浮鉱品位は7.50% Cuである。
- ③ 以上の結果より、ストレート浮選の給鉱サイズは-200 メッシュ80% が適当であり、以降のストレート浮選試験は、このサイズで行った。

(b) 捕収剤比較試験

銅鉱物を選択的に回収する際に最も適する捕収剤を選定するために、pHを変化させて捕収剤の比較試験を行った。捕収剤の添加量はKAX30g/t、AP3501 46.7g/t、AP3418 46.4g/t、AP404 46.4

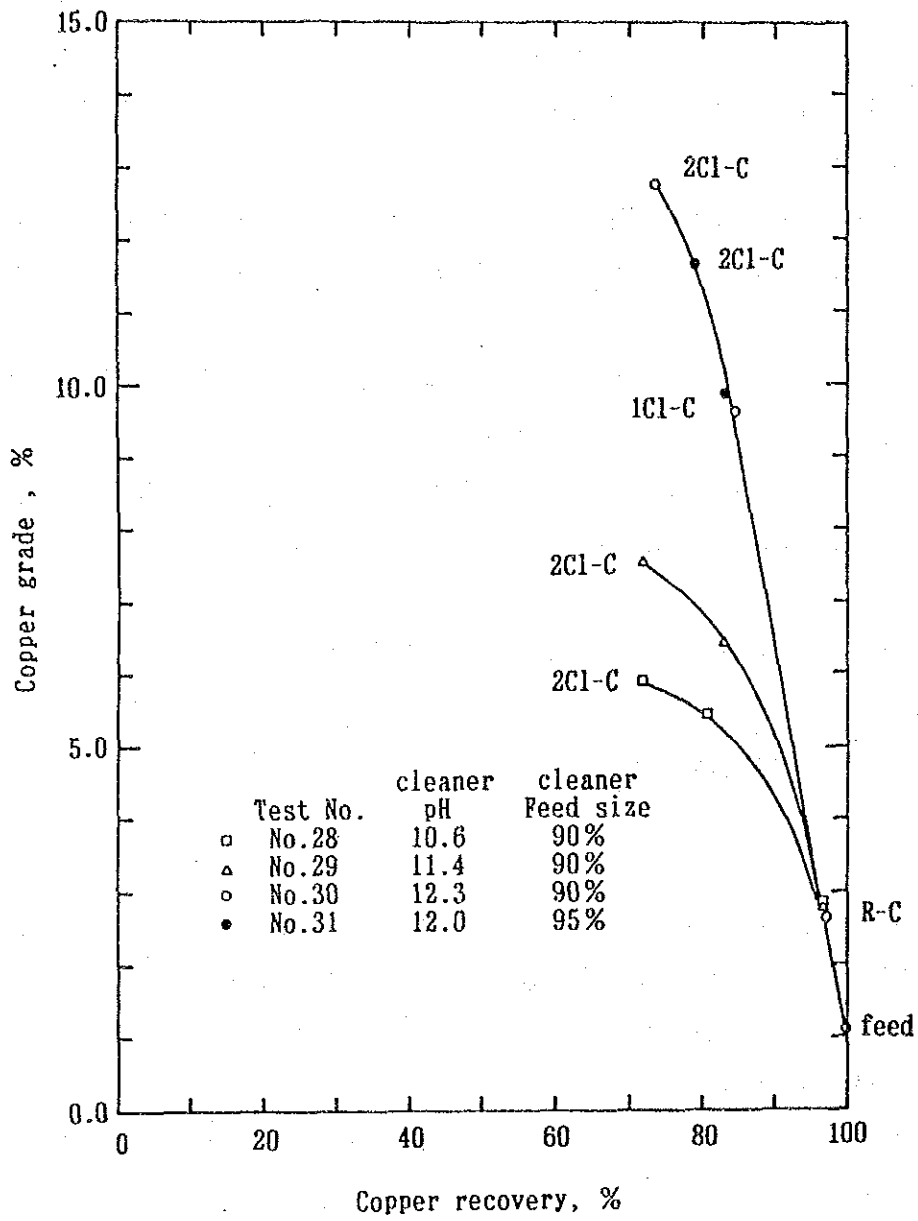


Fig. 3-7 Copper grade - copper recovery curves on bulk rougher/cleaner flotation of Hayl as Safil ore

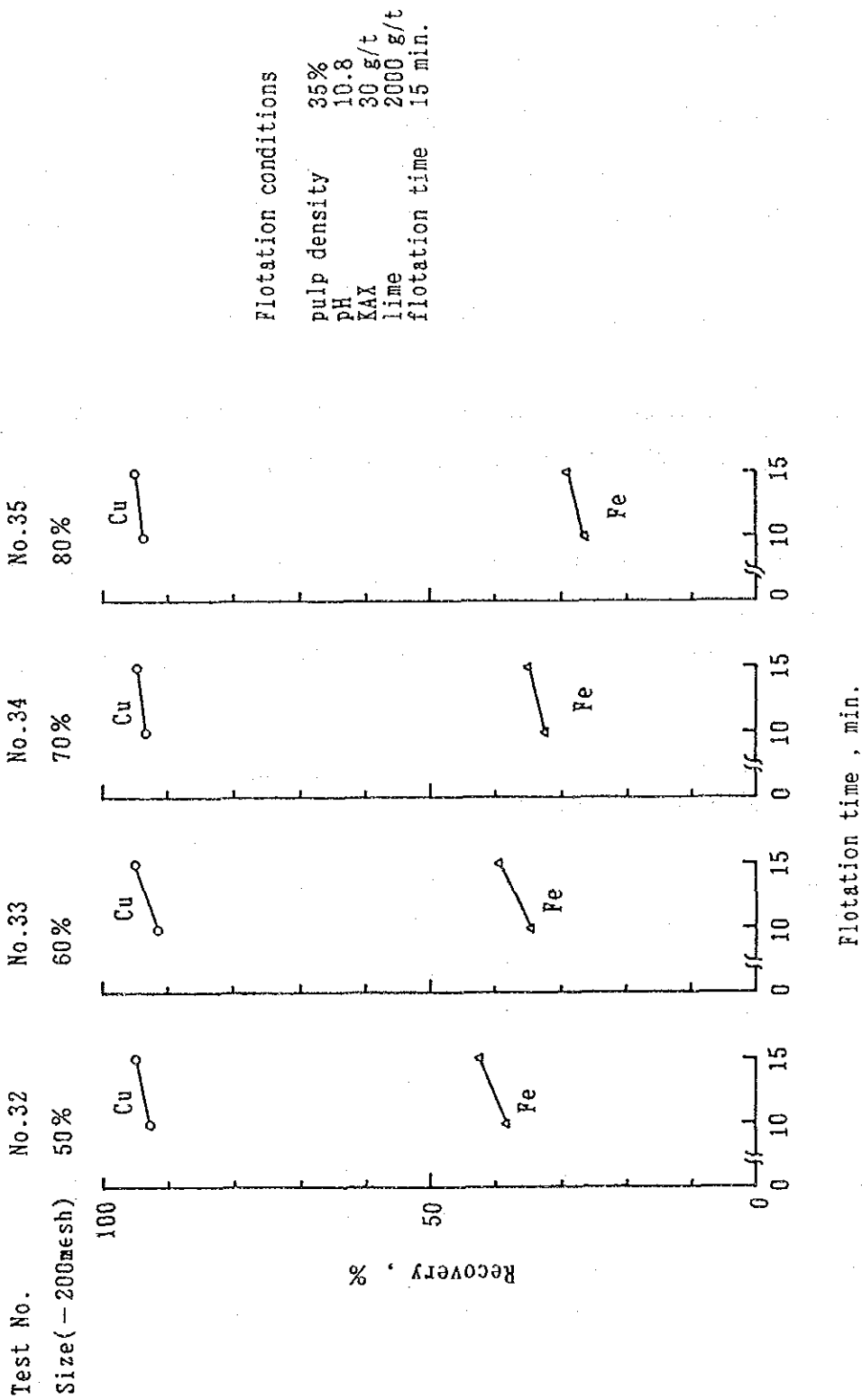


Fig. 3-8 Effect of feed size on copper selective flotation of Rakah stockwork ore

g/t とし、pHを石灰で8.0 から12.0の領域に調整した。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 12, 13, 14, 15)に、また、その概要をFig. 3-9 に示す。同図より各捕収剤の浮選特性は次のように要約される。

- ① Cu実収率はいずれの捕収剤を使用する場合もほぼ一定で、95~96% である。しかし、高pHほど黄鉄鉱が抑制され、浮鉱のCu品位は高くなる。
- ② AP3501の場合、pHを12.2にすると、フロスが軟化し制御できなくなった。これはAP3501の特性に起因すると考えられ、この鉱石のように緑泥石を多く含む鉱石では高pH領域での使用は不適當と考えられる。

次に捕収剤の特性を比較するためにpH10.6付近における浮選成績をTable 3-14に示した。同表より次の事項が明らかとなる。

- ① 捕収力の点ではKAX が優れている。Cu実収率95% を得るのにAP3501、AP3418ではKAX に比し約1.5 倍の添加量を必要とする。またAP404 では試験で用いた添加量46.4g/t 以上を必要とする。
- ② 銅鉱と黄鉄鉱の選択性の点ではAP3501が優れている。しかし、この試薬は高pHでは使用できない欠点がある。
- ③ 以上の結果にもとづき、ストレート浮選の捕収剤は添加量が少ないKAX が最適と判断した。

Table 3-14 Comparison of collectors on copper selective flotation of Rakah stockwork ore

Collector		K A X	AP 3501	AP 3418	AP 404
Dosage	g/t	30.0	46.7	46.4	46.4
pH value		10.6	10.6	10.3	11.0
Recovery					
Cu	%	95.3	95.1	96.0	93.5
Fe	%	29.2	20.9	26.1	13.7
Grade of conc.					
Cu	%	7.50	9.11	7.54	13.26
Fe	%	36.81	32.26	34.61	30.14
Wt of conc.	%	15.9	13.0	16.0	8.9

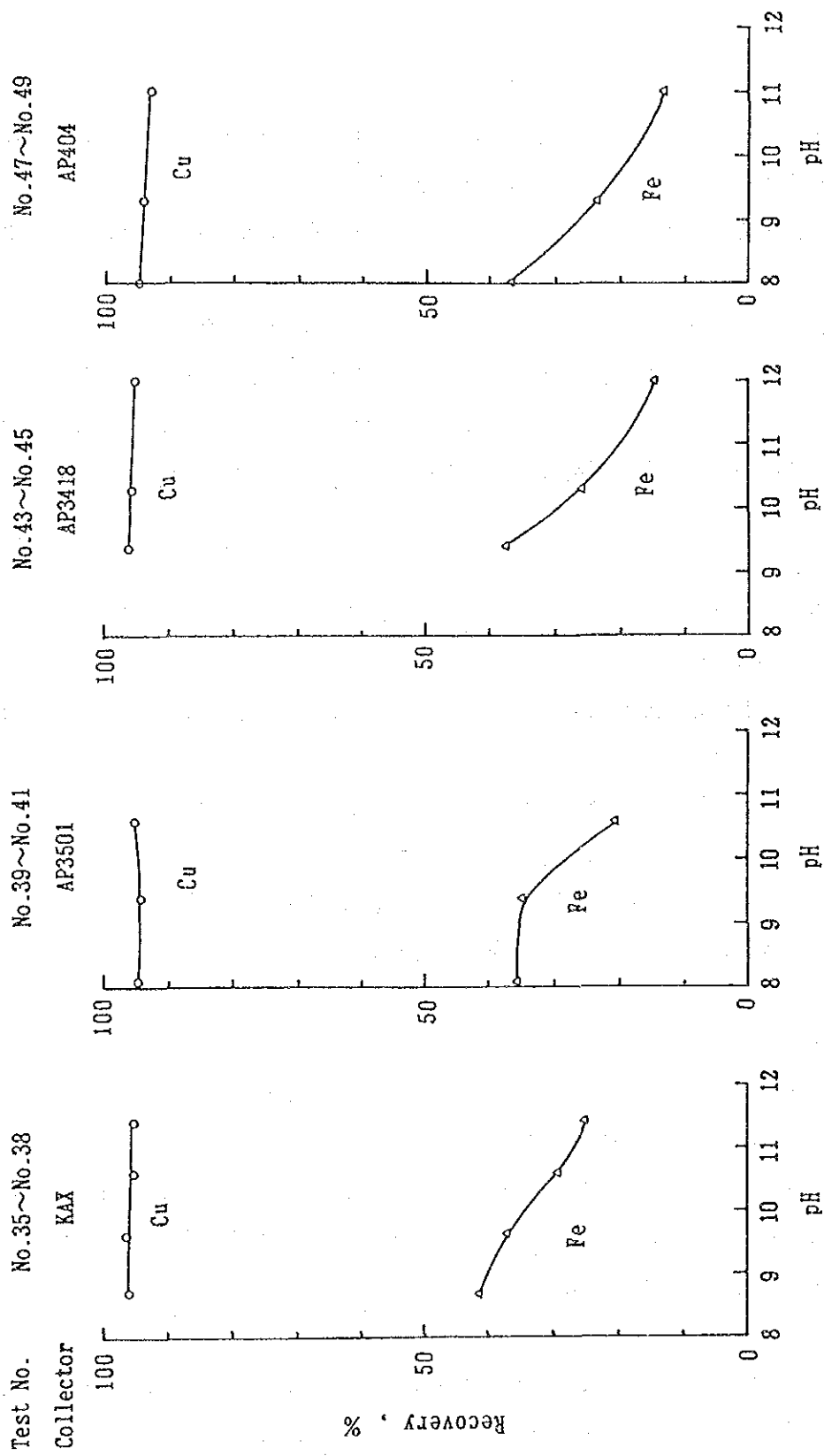


Fig. 3-9 Effect of collector on copper selective flotation of Rakah stockwork ore over varying pH value

(ii) バルク優先浮選

(a) 給鉱サイズの比較試験

バルク粗選における給鉱サイズ設定するために、-200 メッシュ50%、60% に磨鉱した試料について、KAX 添加量30g/t、pH7.0 の条件で試験をした。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 17) に、またその概要をFig. 3-10に示す。この結果より以下の事項が明らかになる。

- ① 給鉱サイズが-200 メッシュ50% の場合、Cu品位4.26% の浮鉱がCu実収率95.1% で得られる。一方給鉱サイズを-200 メッシュ60% にしても浮選成績は向上しない。
- ② この結果より、バルク粗選の給鉱サイズは-200 メッシュ50% が最適である。したがって、以降のバルク優先浮選試験では試料の磨鉱サイズを-200 メッシュ50% とした。

(b) pH比較試験

バルク粗選に最適なpHを選定するために、KAX の添加量30g/t において、パルプのpHを3.9 ~ 9.0 に変化させて試験をした。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 18) に、またその概要をFig. 3-11に示す。この結果より次の事項が明らかになる。

- ① Cu実収率はpH3.9 で95.3%、pH10.8で95.1% を示すが、この間のpH領域では若干低下する。一方、高pHでは黄鉄鉱の抑制が認められる。
- ② 以上の結果より、バルク粗選のpHは11付近が最適である。この場合、浮鉱品位5.03% Cu でCu実収率95.1% のバルク粗選成績が期待できる。

(c) 浮選時間の比較試験

バルク粗選でのCu実収率を改善するために、浮選時間、KAX 添加量の効果を検討した。浮選条件はKAX 添加量45g/t、浮選時間30分である。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 19) に、またその概要をFig. 3-12に試験No. 32 (KAX 添加量30g/t、浮選時間15分) の結果と共に示す。この結果より次の事項が明らかになる。

- ① 浮選時間の延長とKAX の15g/t 増加により、浮鉱Cu品位は4.57% に低下するが、Cu実収率は1.5%向上した。
- ② したがって、バルク粗選でのKAX 添加量および浮選時間は45g/t、30分が適当である。この場合、浮鉱品位は4.57% Cu でCu実収率96.6% の成績である。

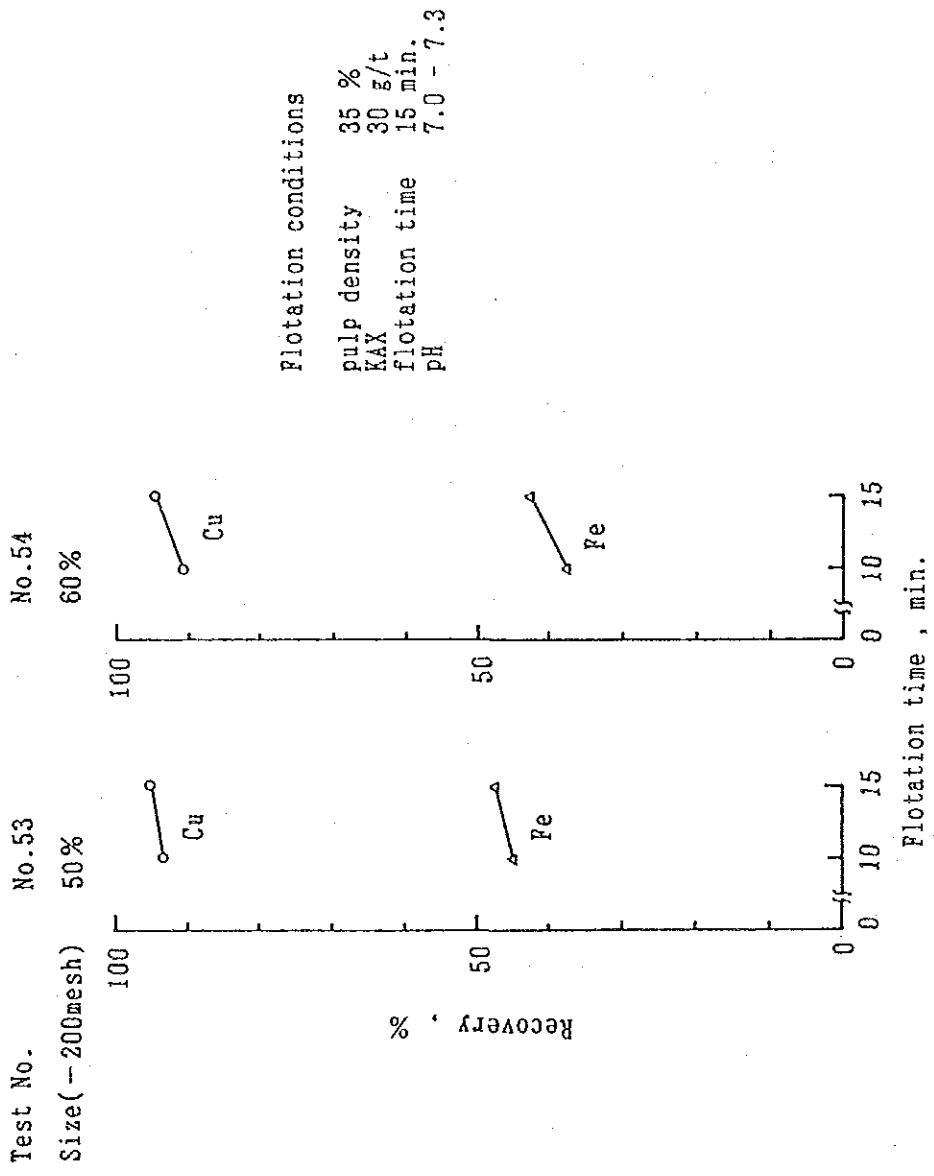


Fig. 3-10 Effect of feed size on bulk flotation of Rakah stockwork ore

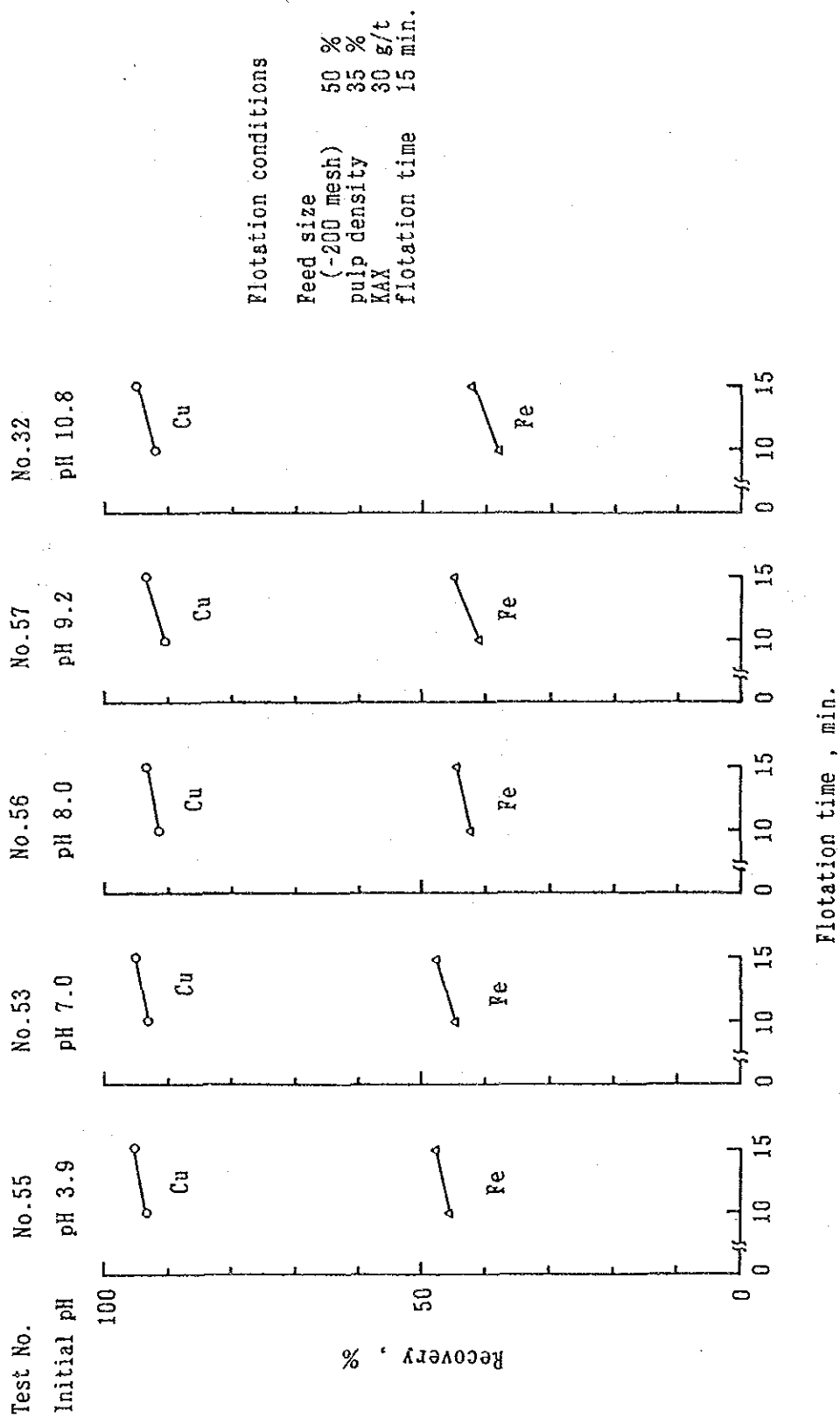


Fig. 3-11 Effect of pH value on bulk flotation of Rakah stockwork ore

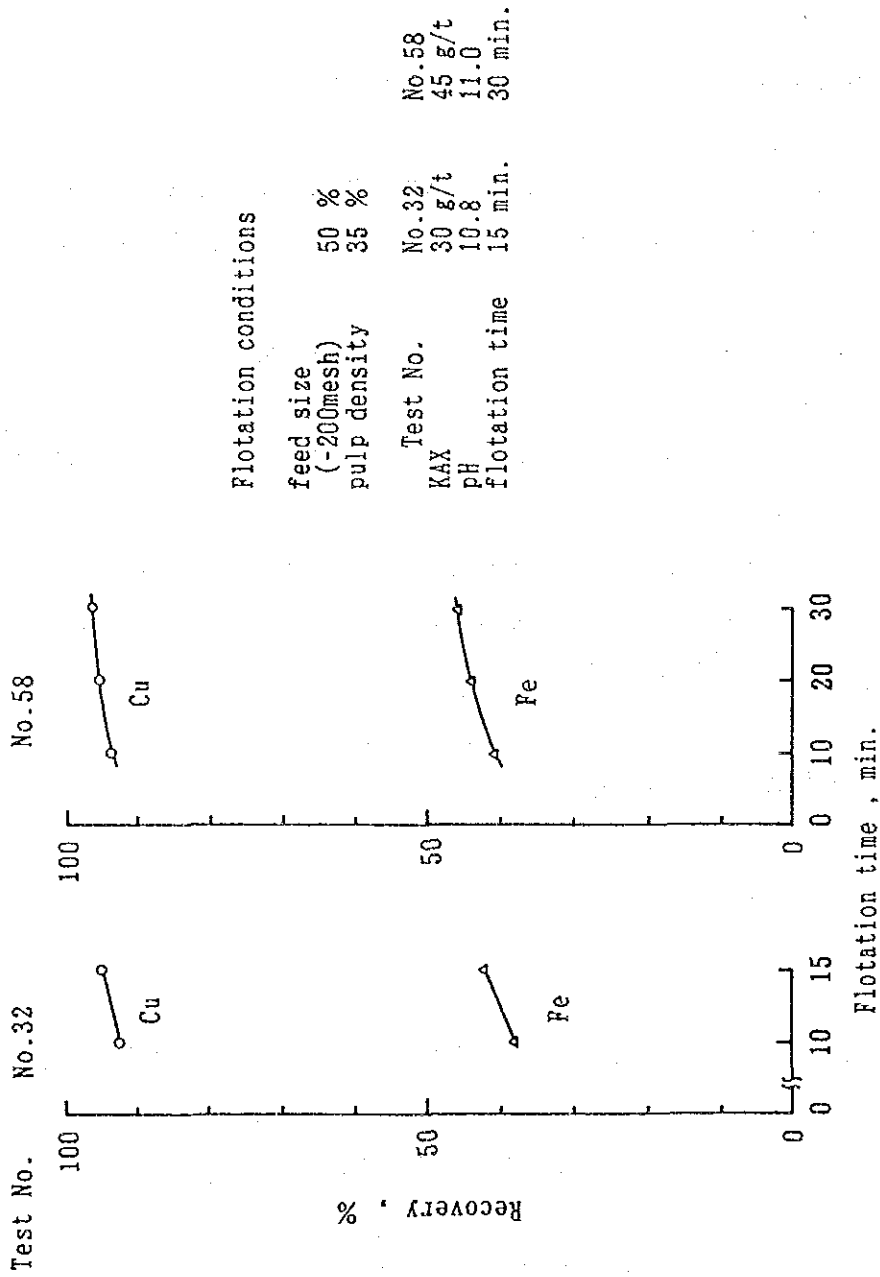


Fig. 3-12 Recovery - flotation time curves on bulk flotation of Rakah stockwork ore varying KAX dosage

(d) 精選におけるpH比較試験

バルク浮鉱の精選におけるpHを選定するために、pHを10.2、11.4、12.2に変化させて試験を行った。粗選の浮選条件はKAX 添加量45g/t、pH10.6、浮選時間30分とした。得られた粗選浮鉱をボールミルで-200 メッシュ90% もしくは95% に再磨鉱した後、精選に供した。精選は2段、浮選時間は5分、4分とした。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 20) に、またその概要をFig.3-13に示す。この結果より次の事項が明らかになる。

- ① 精選の給鉱サイズが-200 メッシュ90% の場合、pHが高いほど黄鉄鉱が抑制されて精鉱のCu品位は高くなるが、Cu実収率は低下する。pH12.2では精鉱品位13.05%Cuで、Cu実収率は76.8% である。
- ② 精選の給鉱サイズを-200 メッシュ95% にすると、精鉱の品位は14.18%Cuに、またCu実収率は79.5% となる。
- ③ したがって、ラカーストックワーク状鉱ではバルク精選の給鉱サイズは-200 メッシュ95% が適当である。
- ④ 精選でCu実収率の低下が著しいが、これは浮選時間が短いと思われる。
- ⑤ 精鉱品位を高めるためには精選段数を増やすこと、さらにpHを12.2以上に選定し、黄鉄鉱の抑制を強化する必要がある。

(3) ラカー塊状鉱の基礎浮選試験

(i) ストレート浮選試験

(a) 予察試験

3-1-2節に示したように、ラカー塊状鉱は鉱物組成および性状が他の2試料と比べて著しく異なっており、試験特性が異なることが考えられたので、以下の予察試験を行った。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 21) に、また概要をFig.3-14に示す。

試験No.63

給鉱サイズ-200 メッシュ80%、KAX 添加量200g/t、pH 11.1、浮選時間30分の条件で試験を行った。この結果より次の事項が明らかになる。

- ① この試験では粗選精鉱及び3種の清掃精鉱を得たが、粗選精鉱のCu品位は、原鉱又は、清掃精鉱のいずれより低い異常なる結果を示した。
- ② これは、銅鉱物の浮遊度が硫化鉄鉱のそれより低いためである。
- ③ 以上の結果は、本試料が酸化の影響により銅鉱物の浮遊度は低下し、一方硫化鉄鉱は磨

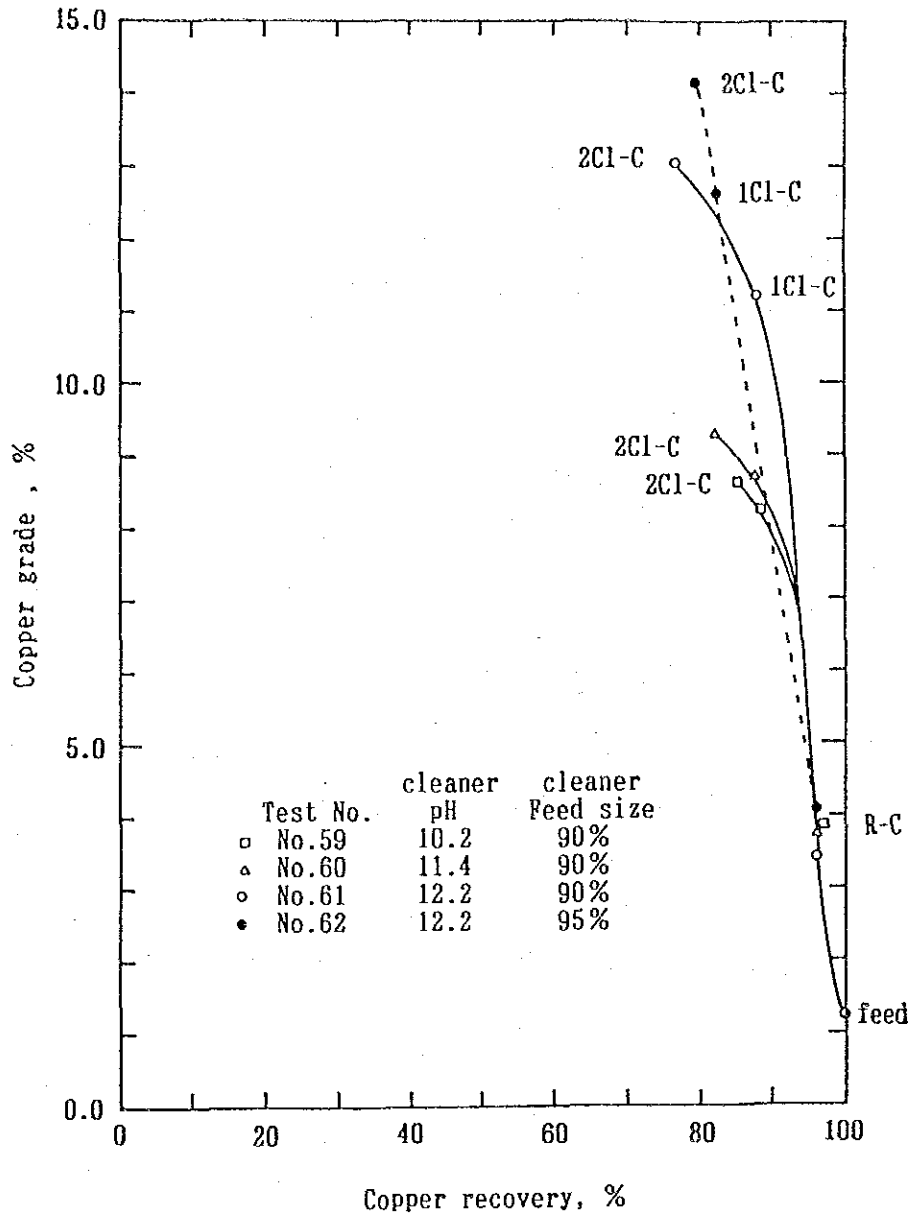


Fig. 3-13 Copper grade - copper recovery curves on bulk rougher/cleaner flotation of Rakah stockwork ore

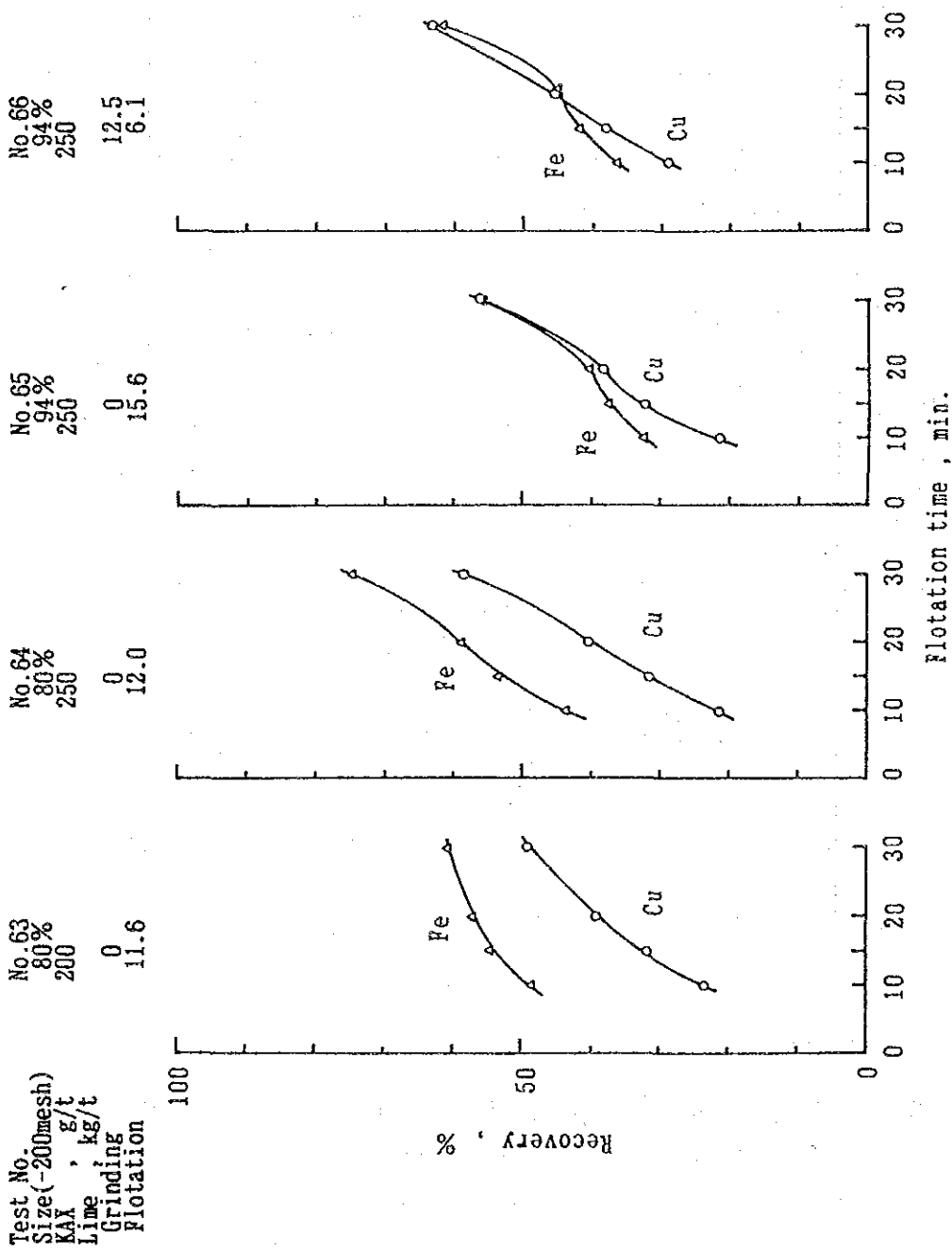


Fig. 3-14 Preliminary tests on copper selective flotation of Rakah massive ore

鉍段階で溶出されたCuイオンにより活性化されたためと思われる。

試験No. 64

KAX 添加量をNo.63試験より 50g/t増加した試験をした。特に著しい効果があった、とはいえない。

試験No. 65

給鉍サイズを-200 メッシュ94%、KAX 添加量250g/tとして試験をした。この結果では、銅鉍物の浮選挙動は試験No. 64 とほぼ同じであるが、硫化鉄鉍物は抑制され、Fe実収率は著しく低下する。これは銅鉍物と硫化鉄鉍の単体分離が促進されたことによるものと考えられる。

試験No. 66

磨鉍段階において可溶性イオンを固定するために、消石灰を12.5kg/t添加して磨鉍した試料を用いて試験No. 65 と同じ条件で試験を行った。この結果銅鉍物の初期浮選速度が早くなり、Cu実収率は63.2% を示す。これは、磨鉍段階での溶出イオンの固定により硫化鉄鉍の活性化が妨げられ、KAX が銅鉍物に有効に作用したためと思われる。

(b) 給鉍サイズの比較試験

粗選における給鉍サイズを設定するために、-200 メッシュ50%、60%、70%、80% および94% に磨鉍した試料について、KAX 200g/t、pH11.2、浮選時間30分の条件で試験を行った。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 22) に、またその概要をFig. 3-15に示す。

この結果Cu実収率は給鉍サイズが-200 メッシュ70% より細くなると若干高くなるが-200 メッシュ94% のサイズでCu実収率は72.8% に過ぎない。銅鉍物と硫化鉄鉍の分離が良好でないのは、KAX の添加量200g/tがやゝ過剰ではないかと思われたので、これを150g/tにして試験を行った。試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 23) にまたその概要をFig. 3-16に示した。

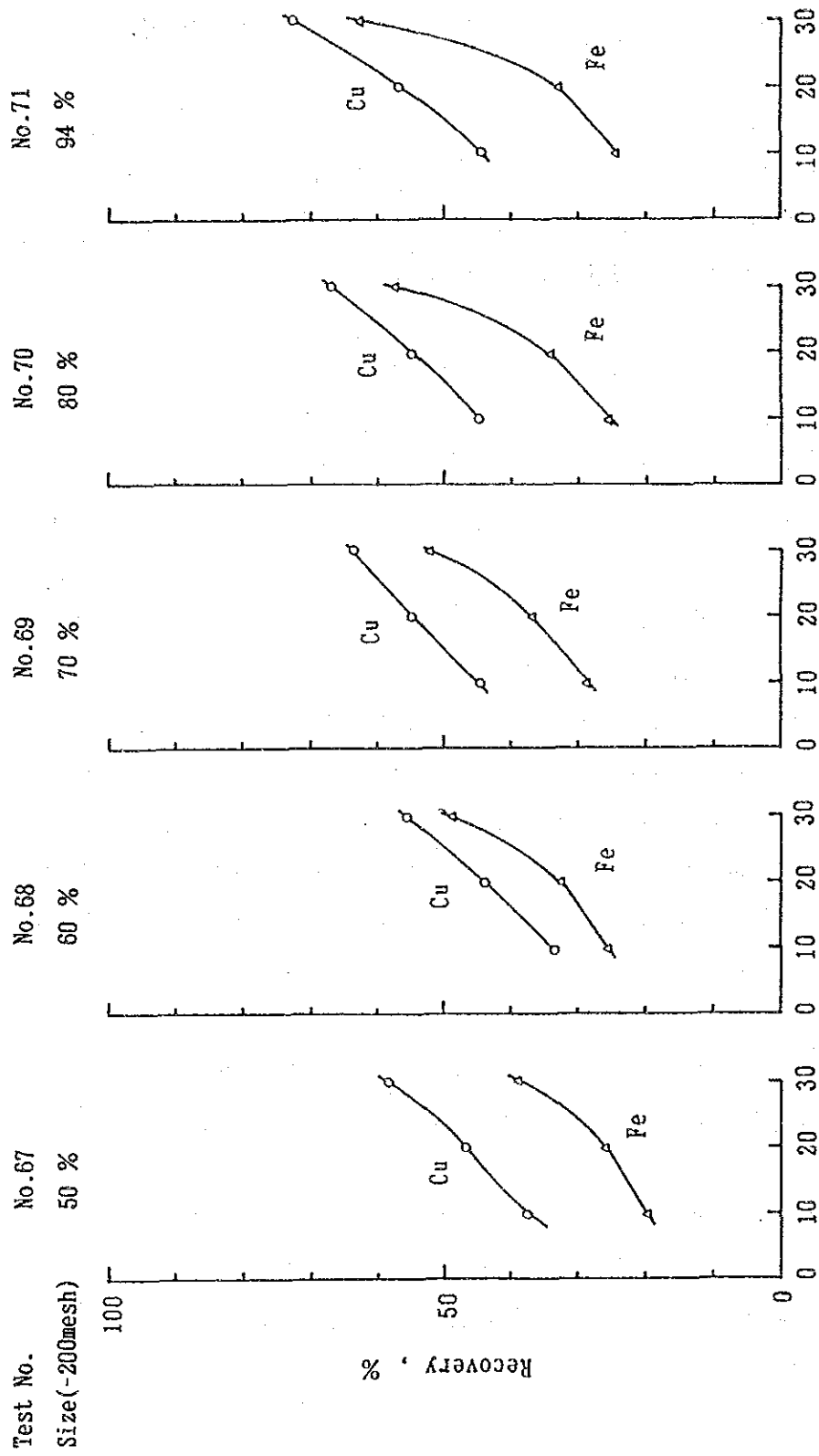
KAX を減らすと銅鉍物と硫化鉄鉍の分離は促進されるがCu実収率は68.8% と低下する。

次に、給鉍サイズを-200 メッシュ99% として試験を行った。KAX の添加量は120g/tとした。その結果をAppendix 6 (Table 23) およびFig. 3-16に併せ示した。この結果より以下の事項が明らかになる。

- ① 給鉍サイズが-200 メッシュ94% の場合に比し、Cu鉍物の浮選速度は著しく遅く、Cu実収率は51.5% である。一方、両鉍物の分離は改善されたと言い難い。
- ② 以上の試験結果より、ストレート浮選の給鉍サイズは-200 メッシュ94% 位が適当である。したがって以降のストレート浮選試験では給鉍サイズを-200 メッシュ94% とした。

(c) 捕収剤比較試験

Cu鉍物を選択的に回収する際に最も適する捕収剤を選定するために、pHを変化させて捕収剤の



Flotation time, min.

Fig. 3-15 Effect of feed size on copper selective flotation of Rakah massive ore

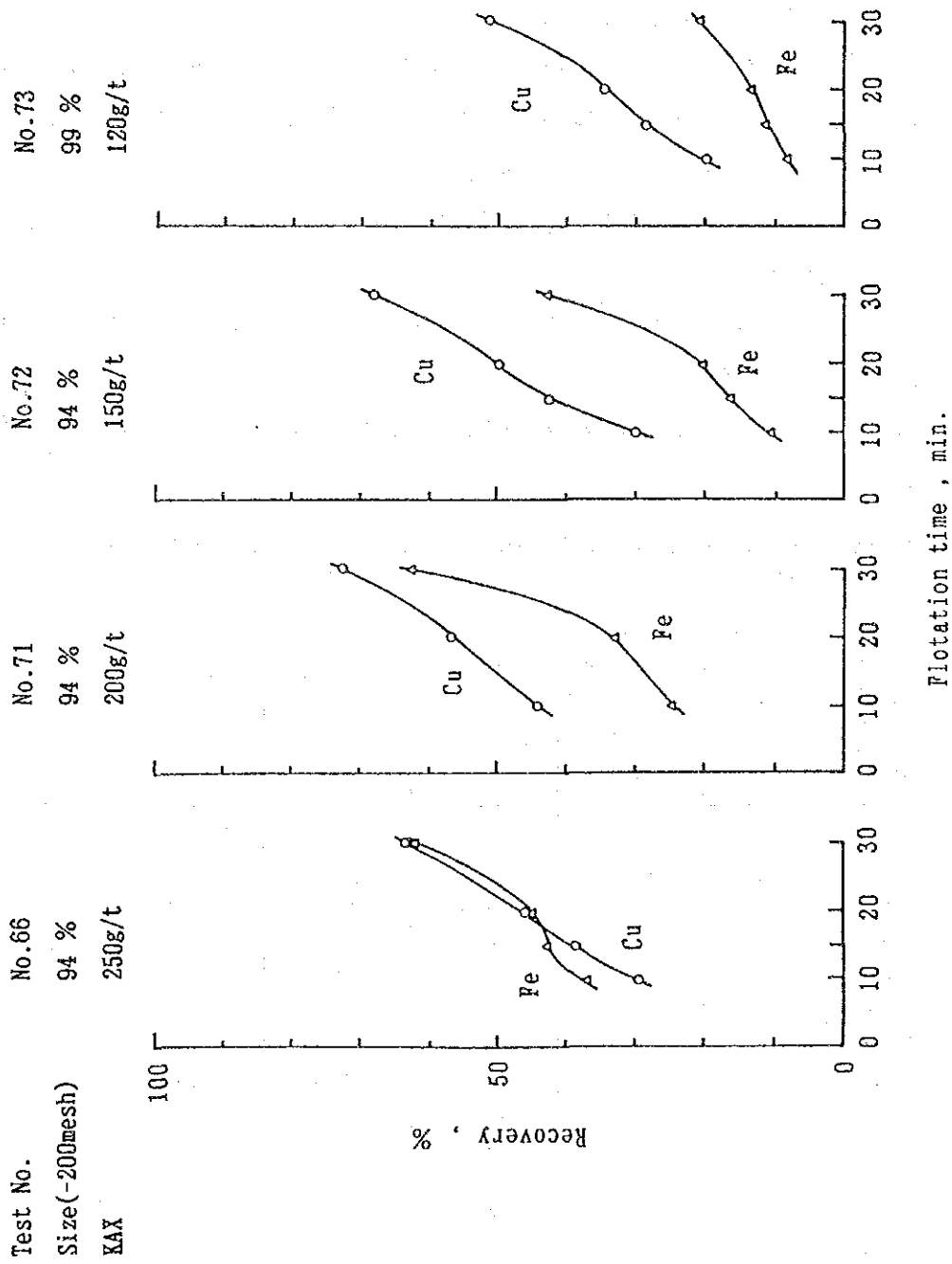


Fig. 3-16 Effect of KAX dosage on copper selective flotation of Rakah massive ore

比較試験を行った。捕収剤の添加量はそれぞれKAX 150g/t、AP3501 204.4g/t、AP3418 202.9g/t、AP404 202.9g/tとし、pHは消石灰で7.4 から11.2の範囲に調整した。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 24, 25, 26, 27)に、またその概要をFig. 3-17に示す。同図より各捕収剤の浮選特性は次のように要約される。

- ① KAX、AP3501、AP3418の場合、実収率曲線はほぼ同じ傾向を示し、pHが高いほど硫化鉄鉱が抑制され、銅鉱物との分離は良くなる。なお、pH7 付近で高いCu実収率が得られるのは、硫化鉄物がすべて浮遊したためである。
- ② AP404 の場合、Cu実収率は他の捕収剤に比し若干低い。一方、Fe実収率は全pH領域において低い値を示す。
- ③ いずれの捕収剤を用いる場合も、硫化鉄鉱を抑制して高いCu実収率を得るには、pHを11.2以上に設定する必要がある。

次に、pH 11.2 における浮選成績にもとづき捕収剤の特性を比較した。Table 3-15は浮選成績の概要である。

Table 3-15 Comparison of collectors on copper selective flotation of Rakah massive ore

Collector		KAX	AP3501	AP3418	AP404
Dosage	g/t	150.0	204.4	202.9	202.9
pH		11.0	11.2	11.2	11.2
Recovery					
Cu	%	68.2	61.7	65.8	56.3
Fe	%	42.9	32.5	42.6	23.4
Au	%	49.5	46.4	53.2	33.4
Ag	%	55.7	49.0	40.6	42.5
Grade of conc.					
Cu	%	2.89	3.37	2.81	4.10
Fe	%	41.02	39.62	40.30	39.27
Au	g/t	13.74	16.65	15.58	17.55
Ag	g/t	5.05	7.15	5.33	4.72
Wt of conc.	%	38.2	29.8	37.8	22.1

銅鉱物に対する捕収力はKAX が優れている。併し、他の鉱石試料で示したような成績は得られない。

(d) 浮選における金の挙動

ラカー塊状鉱のAu品位は9.1g/tと高く、この回収の可否が本鉱石の価値を左右する。

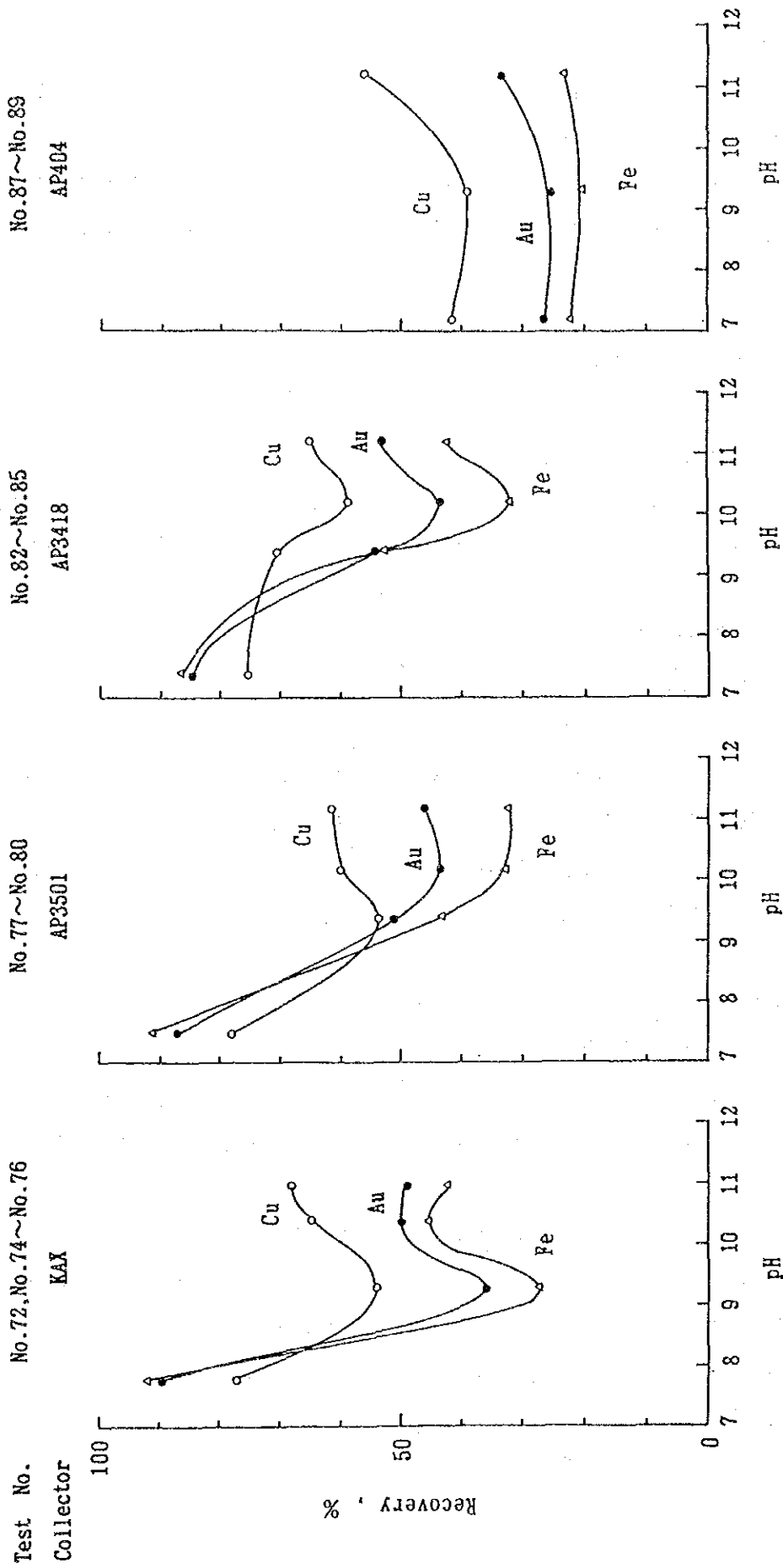


Fig. 3-17 Effect of collector on copper selective flotation of Rakah massive ore varying pH value

Table 3-15に示す通りAu実収率は決して高くない。浮選に於ける銅鉱物、硫化鉄鉱の挙動と関連して金の挙動を知るためAppendix 6 (Test No.91) に示す試験を行い、その結果をFig. 3-18に示した。図面に示す通りAu曲線はFe曲線とほぼ一致している。即ち、大半の金は硫化鉄鉱の中に鉱染状態に存在し、-200 メッシュ 94%の粒度に砕いても単体分離せず硫化鉄鉱と挙動を共にしていると思われる。

(ii) バルク優先浮選試験

(a) 給鉱サイズおよびpHの比較試験

粗選における給鉱サイズおよびpHを設定するために、-200 メッシュ50% および70% に磨鉱した試料について、pHを8 および9 に変化して試験を行った。KAX 添加量は300g/t、浮選時間は30分とした。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 29)に、またその概要をFig. 3-19に示す。この結果より以下の事項が明らかになる。

- ① Cu実収率は、給鉱サイズを-200 メッシュ70% に磨鉱した場合の方が高くなる。
- ② 給鉱サイズが-200 メッシュ70% の場合、pHが高い方がCu実収率は高く、さらに硫化鉄鉱の抑制が認められる。一方、Auの実収率には変化が認められない。
- ③ 以上の結果より、バルク粗選における給鉱サイズは-200 メッシュ70% が、pHは9 付近が適当と考えられる。

(b) 精選試験

精選におけるCu、Auの浮選挙動を把握するために、バルク浮選の精選試験を行った。粗選はKAX 添加量300g/t、pH9.1 浮選時間30分の条件で行った。得られたバルク浮選は-200 メッシュ95% に再磨鉱した後、精選に供した。精選は3段とし、その条件をpH12.2、浮選時間7分、5分、4分とした。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Fig. 30) に、またその概要をFig. 3-20に示す。この結果より以下のことが明らかになる。

- ① 精選の繰り返しによりCu実収率は著しく低下し、Cu品位も高くない。得られる精鉱の品位は5.14% Cu、39.71% Fe、11.27g/t Au であり、Cu実収率は16.0%、Au実収率は10.9% である。
- ② 以上の結果より、ラカー塊状鉱をバルク優先浮選方式で処理することは不可能と判断される。

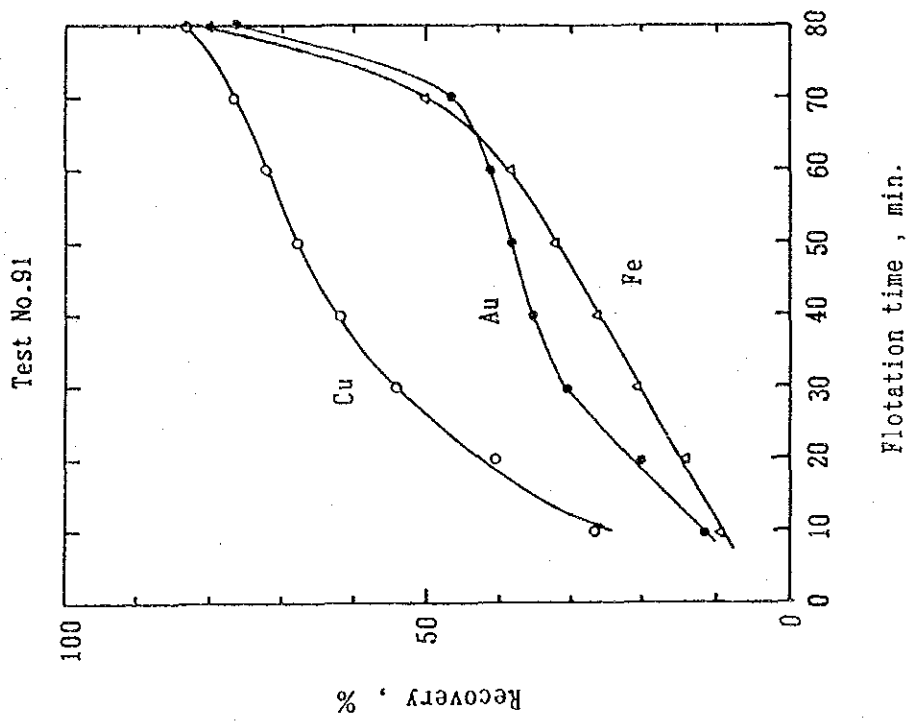


Fig. 3-18 Recovery - flotation time curves on copper selective flotation of Rakah massive ore

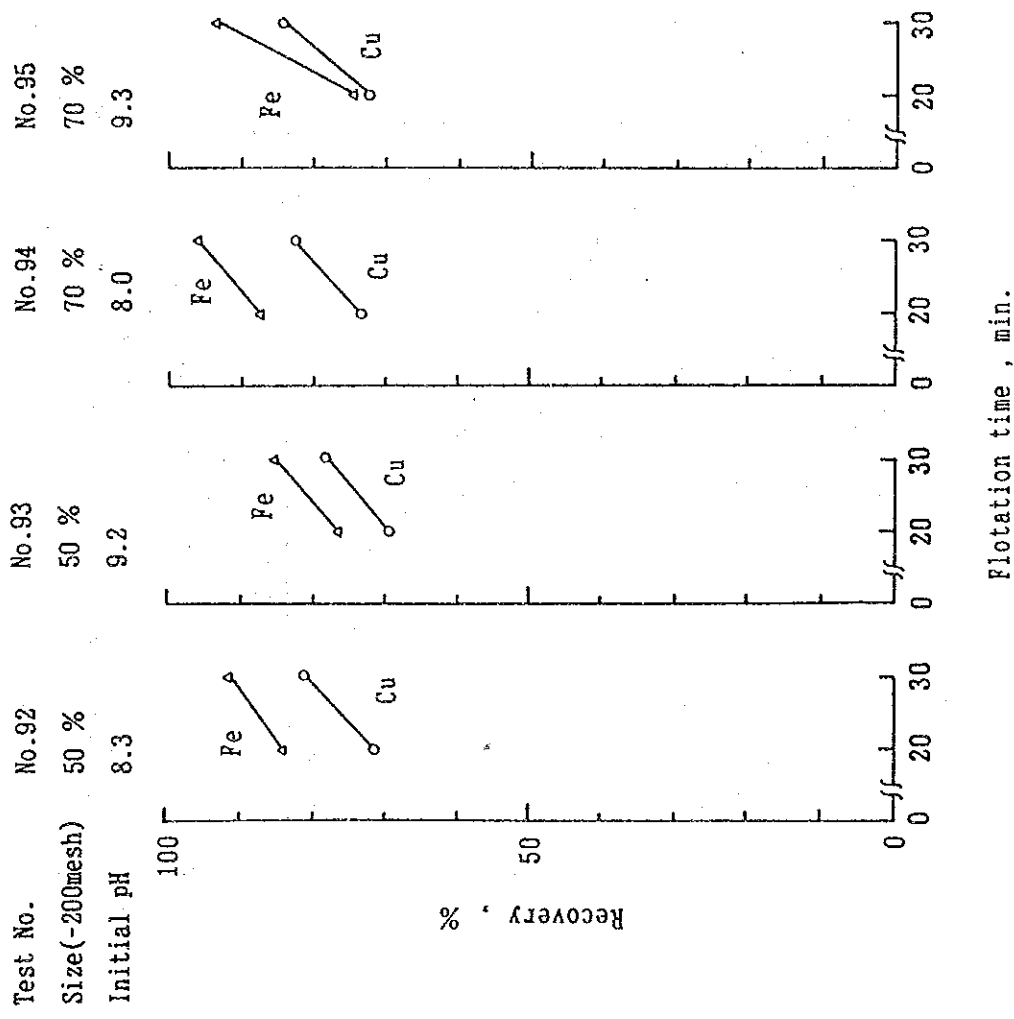


Fig. 3-19 Effect of feed size and pH value on bulk flotation of Rakah massive ore

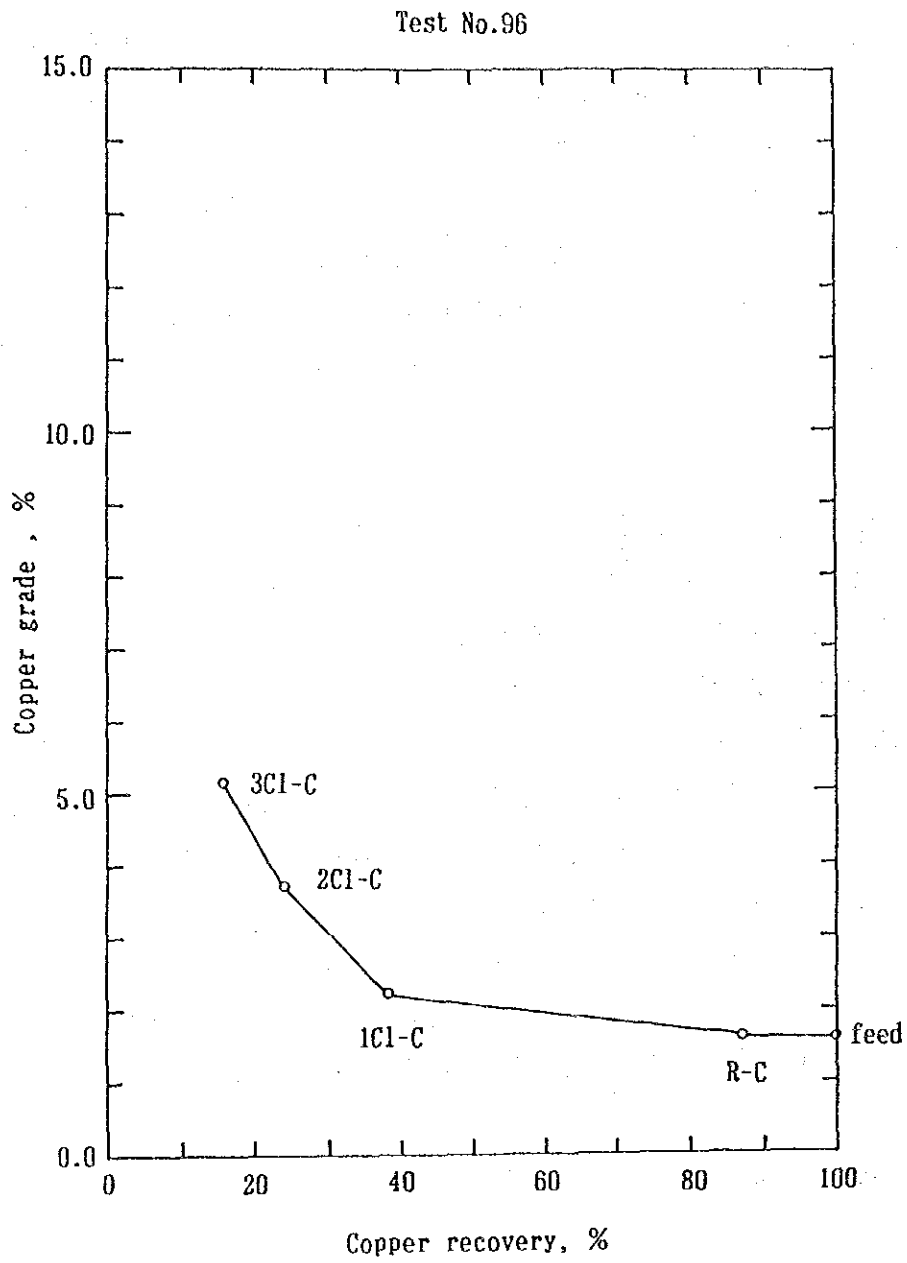


Fig. 3-20 Copper grade - copper recovery curve on bulk rougher/cleaner flotation of Rakah massive ore

(iii) 浮選産物の鉱物学的研究

既述の浮選試験の結果は、ラカー塊状鉱の浮選処理は不可能なことを示している。この原因を解明するために、浮選速度試験で得られた浮選産物について顕微鏡観察およびEPMA分析を行い、銅鉱物の形態、単体分離の状況を調査した。

各浮選産物の顕微鏡写真およびEPMA分析のX線像をAppendix 7に、また顕微鏡観察で得られた結果をTable 3-16に示す。同表より以下の事項が明らかになる。

- ① 初めの10分間に回収される銅鉱物の90～95%は銅藍であり、他に黄銅鉱、輝銅鉱が含まれる。また、これら銅鉱物の90%以上は単体分離しており、その粒子サイズは50 μm 以下である。
- ② 30分以降に浮鉱に回収される銅鉱物は、脈石鉱物または硫化鉄鉱と片刃をなす銅らん、黄銅鉱である、これら銅鉱物の粒子サイズは20～30 μm 以下と微細である。
- ③ 尾鉱に含まれる銅鉱物は、顕微鏡観察では同定できなかった。しかし、EPMA分析の結果、Cu K α X線像とSi K α X線像がほぼ一致する粒子が認められ、尾鉱中の銅鉱物は銅の珪酸塩鉱物と考えられる。
- ④ 以上の結果より、銅鉱物の約16%は珪酸塩鉱物と考えられる。また、本試料を-200メッシュ94%に磨鉱した場合、銅鉱物の約30%は単体分離している銅硫化鉱物であるが、他の55%位は脈石鉱物や硫化鉄鉱物と片刃をなし、粒径20～30 μm 以下の非常に細かい銅硫化鉱物であると推定される。
- ⑤ 以上のことから、ラカー塊状鉱の浮選成績が著しく低下している原因としては、銅鉱物の粒子サイズが極めて細かく硫化鉄鉱物や脈石鉱物との単体分離が困難なこと、およびKAXでは回収が不可能な銅珪酸塩鉱物が含まれることに起因するものと考えられる。

(4) 銅浮選における各鉱石の特徴

(i) ハイル・アス・サヒル鉱とラカーストックワーク状鉱の精選における浮選特性

ハイル・アス・サヒル鉱とラカーストックワーク状鉱の精選における浮選特性を比較するため、スカルプ浮選方式で試験を行った。-200メッシュ80%に磨鉱した試料を、AP3501を、用いて10分間粗選した後、さらにKAX 10g/tを添加して20分間清掃を行った。粗選浮鉱は再磨鉱せずに精選を行い、第1精鉱を採取した。そのミドリリングと清掃浮鉱とを合わせたものを、-200 95%に再磨鉱した後、精選6段を行い、第2精鉱を採取した。

試験条件および結果の詳細をAppendix 8 (Table 31)に、またその概要をTable 3-17に示す。

Table 3-16 Microscopic examination of flotation products on Rakah massive ore

Items	10min. product	30min. product	50min. product	80min. product	tailing
Grade					
Cu , %	4.89	3.67	1.78	0.45	0.89
Fe , %	38.03	38.87	39.83	43.55	23.04
Distribution					
Cu , %	27.0	13.7	5.9	6.9	16.3
Fe , %	9.6	6.6	6.0	30.5	19.3
Grain size , μ m	< 70	< 50	< 120	< 120	
Percent of constituent minerals					
Cu-minerals , %	10	1 - 2	1	very rare	nil
Fe-minerals , %	80	80 - 90	70	90	40
gangue minerals , %	10	10 - 20	30	10	60
Percent of Cu-minerals					
chalcocopyrite , %	5	1	99		
covellite , %	90 - 95	99	1	100	
chalcocite , %	5 ?				
bornite , %			< 1		
Percent of Fe-minerals					
pyrite , %	20				70 - 80
marcasite , %	80				20 - 30
Liberation of Cu-minerals					
chalcocopyrite , %	95		10 - 20	0	
covellite , %	90	5			
Size of Cu-minerals					
single grain , μ m	< 50	< 20	20 - 50	< 20	
middling , μ m	< 30	< 30	< 30	< 20	
	(Cv:with G,Sp)	(with G > Sp)	(with G,Sp)	(with G,Sp)	
	Cp:with Cv,Sp)				
Remarks	sphalerite : very rare		sphalerite : very rare		

Abbreviations : Cp: chalcocopyrite, Cv: covellite, Sp: iron sulfide minerals, G: gangue minerals

Table 3-17 Effect of scalping on copper selective flotation

Items	Hayl as Safil ore	Rakah stockwork ore
Cu conc. - 1 (scalp)		
Cu recovery %	49.70	53.15
Grade Au g/t	3.10	4.62
Cu %	18.99	23.36
Cu conc. - 2		
Cu recovery %	15.55	27.12
Grade Au g/t	2.57	3.56
Cu %	13.98	19.95
Total Cu conc.		
Cu recovery %	65.25	80.27
Cu grade %	17.50	22.08

この結果より次の事項が明らかとなる。

- ① ラカースtockワーク状鉱の場合、第1精鉱のCu品位は23.36%となり、良好な成績が得られた。このことは、粗粒で黄鉄鉱と単体分離している銅鉱物が多いことを示している。
- ② ハイル・アス・サヒル鉱の場合、第1精鉱のCu品位は18.99%と低く、高品位の銅精鉱を得るためには再磨鉱を必要とする。
- ③ さらに、第2精鉱のCu実収率、精鉱品位は著しく低い値を示す。これは、ハイル・アス・サヒル鉱に黄鉄鉱と単体分離が困難な微細な銅鉱物が多量に存在することを示している。
- ④ 以上の結果より、ラカースtockワーク状鉱はハイル・アス・サヒル鉱に比べ浮選処理による銅鉱物の回収が容易と考えられる。

(ii) 銅浮選における各鉱石の特徴

基礎浮選試験で得られた銅鉱物の最適回収条件およびその結果をTable 3-18にまとめて示した。この結果にもとづき、Cu浮選におけるそれぞれの鉱石の特色を以下に示す。

- ① ハイル・アス・サヒル鉱は鉱物組成、溶出試験の結果でも明らかのように軽微な酸化を受けた鉱石と考える。したがって、可溶性塩類の影響を排除するためにはストレート浮選、バルク優先浮選のいずれの方法においても、粗選におけるパルプのpHを12付近に設定する必要がある。また、黄鉄鉱とち密に結合した微細な銅鉱物が含まれており、精選に際して細かく磨鉱する必要がある。このことにより、精鉱品位、実収率は低下するこ

Table 3-18 Comparison of optimum flotation conditions and test results

Item	Hayl as Safil ore	Rakah stockwork ore	Rakah massive ore
Copper Selective Flotation			
<u>Conditions</u>			
Feed Size (-200 mesh)	80 %	80 %	94 %
Reagent dosage			
Collector g/t	45	30	160
Lime g/t	2,450	2,740	22,350
Flotation Time min	30	30	50
PH value	11.6	10.6	11.4
<u>Test Results</u>			
Recovery			
Cu %	94.9	94.2	67.8
Fe %	38.5	23.5	32.4
Grade of Cu conc			
Cu %	5.84	8.12	3.71
Fe %	32.36	31.24	38.75
Wt% of Cu conc	18.2	14.6	29.8
Bulk Flotation			
<u>Conditions</u>			
Feed Size (-200 mesh)	50 %	50 %	70 %
Reagent dosage			
Collector g/t	60	45	300
Lime g/t	2,400	2,600	16,475
Flotation Time min	30	30	30
PH value	11.6	11.0	9.3
<u>Test Results</u>			
Recovery			
Cu %	96.8	96.6	84.3
Fe %	80.4	46.2	93.8
Grade of Cu conc			
Cu %	2.90	4.57	1.60
Fe %	32.72	32.24	41.76
Wt% of Cu conc	38.8	27.4	83.0

とになる。

- ② ラカーストックワーク状鉱物の銅鉱物は黄鉄鉱や脈石鉱物と比較的粗いサイズで単体分離する。

したがって、ラカー塊状鉱物はハイル・アス・サヒルに鉱物に比し銅鉱物と黄鉄鉱の分離が良く、浮選処理による銅鉱物の回収では高い品位の精鉱を高実収率で得られる。

- ③ ラカー塊状鉱物は強く酸化を受けた鉱石と考えられ、硫化鉱物の多くが2次鉱物に変化している。したがって、可溶性塩の溶出により硫化鉄鉱が活性化され浮遊しやすくなること、また銅鉱物に対し硫化鉄鉱の比率が著しく高いうえ、微細な銅鉱物が硫化鉄鉱とち密に結合しており鉱物間の単体分離が困難なことから、浮選によって銅鉱物と硫化鉄鉱を分離することは困難である。さらに硫酸塩鉱物を多量に含んでいることは、浮選成績の低下の原因となっている。

したがって、ラカー塊状鉱物はストレート浮選、バルク優先浮選のいずれの方法でも処理すること不可能と判断される。

(iii) 浮選速度試験

ハイル・アス・サヒル鉱、ラカーストックワーク状鉱物、ラカー塊状鉱物の浮選特性を比較するために、各試料について、Appendix 6 (Table 6, 16, 28)に示す試験を実施し、その結果をFig. 3-21に浮選速度曲線の型式に図示した。

一般に浮選試験のため、磨鉱された鉱石試料中の粒子はそれぞれ異なる浮選速度をもつ。浮遊しやすい鉱物が浮選に適切な粒度で単体分離していれば、高い浮選速度をもつが、浮遊しにくい鉱物と片刃をなしていれば、浮選速度は低下する。鉱石試料の典型的な浮選速度曲線はFig. 3-21に於けるラカーストックワーク状鉱物の例に示される。この曲線の勾配がその点の浮選速度を示すものである。この曲線は0分～3分が急勾配、3分～7分中勾配、10分以降緩勾配である。これは最初に浮選速度の高い単体分離した黄銅鉱粒子が浮き続いて、黄銅鉱粒子に若干の黄鉄鉱をかみ込んだ片刃粒子が浮き最後に岩石又は黄鉄鉱粒子に僅かな黄銅鉱をはさみ込んだ片刃粒子が緩慢に浮いてくる。

これに対しラカー塊状鉱物は高い位置でほぼ直線を示す。即ちいつれの時間に於いて殆んど粒子が浮遊しにくい片刃状態にあることが推定される。-200メッシュ94%の微粉碎でこの状態であれば浮選による回収は不可能であろう。

ハイル・アス・サフィール鉱の曲線は、ラカーストックワーク状鉱物と類似の形状を示すが、後者より高い位置にあり、又曲線の勾配が後者より早く緩くなって、その状態が長く続く。これは、ハイル・アス・サフィール鉱はラカーストックワーク状鉱物に比べて単体分離した黄銅鉱粒子が少なく、黄銅鉱-黄鉄鉱の片刃粒子が多く、Cu実収率が低いことを示している。これは浮選試験のCu

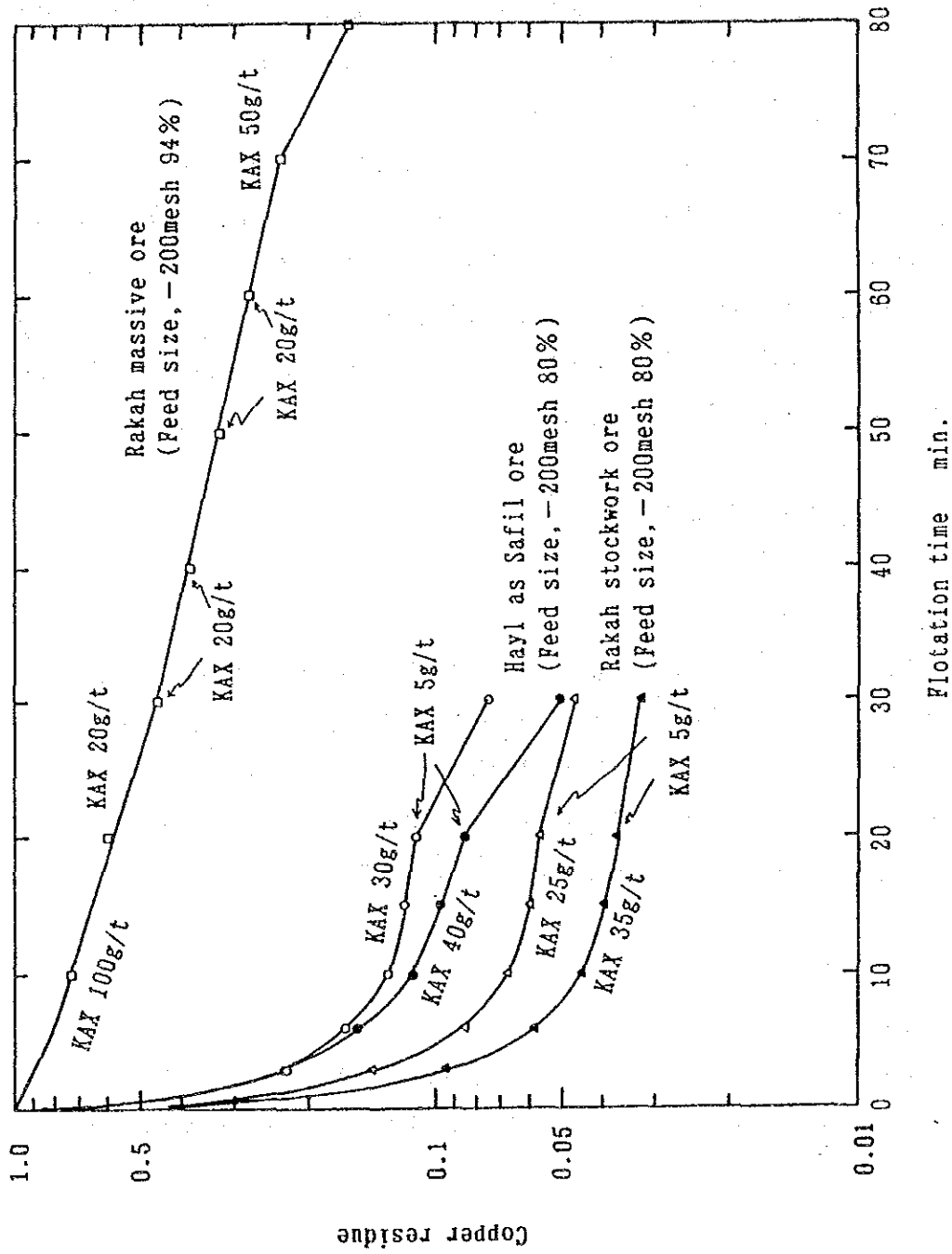


Fig. 3-21 Flotation rate curves on copper selective flotation of Hayl as Safil ore, Rakah stockwork ore and Rakah massive ore

実収率、精鉱Cu品位がいずれも前者は後者より低いことを裏書している。

(iv) ラカー塊状鉱の混合試験

次にラカー塊状鉱がハイル・アス・サヒル鉱およびラカーストックワーク状鉱と混入した場合を想定し、ラカー塊状鉱の混合比率を変化させてその影響を試験した。試験は給鉱サイズ-200メッシュ50%とし、バルク粗選試験で行った。なお、ハイル・アス・サヒル鉱とラカーストックワーク状鉱の混合比率は埋蔵鉱量にもとずき1.85 : 1とした。

試験結果の詳細をAppendix 6 (Table 32) に、またその概要をFig. 3-22に示す。

ラカー塊状鉱の混入により粗選Cu実収率並びに浮鉱Cu品位は低下するが、その成績低下分は、ラカー塊状鉱の不良性にに基づくもので、粗選浮選成績に関する限りハイル・アス・サヒル鉱、ラカーストックワーク状鉱に致命的悪影響を与えるとは思えない。

併し、ラカー塊状鉱の銅鉱と硫化鉄鉱の分離不良は、精選浮選には非常な悪影響が予想される。実操業では、この混入は極力避けるべきである。

3-1-4 総合浮選試験結果

(1) 総合浮選試験

基礎浮選試験結果にもとづき設定した最適浮選条件の確認および最適な浮選系統を検討する目的で、ハイル・アス・サヒル鉱とラカーストックワーク状鉱の混合鉱について総合浮選試験を行った。ハイル・アス・サヒル：ラカーの混合比は埋蔵鉱量にもとづき1.85 : 1とした。

総合浮選試験は (i) バルク優先浮選、(ii) ストレート浮選 (iii) スカルプ浮選の方式について行った。試験条件及び結果の詳細はAppendix 6 (Table 33, 34) その要約をTable 3-19に示した。

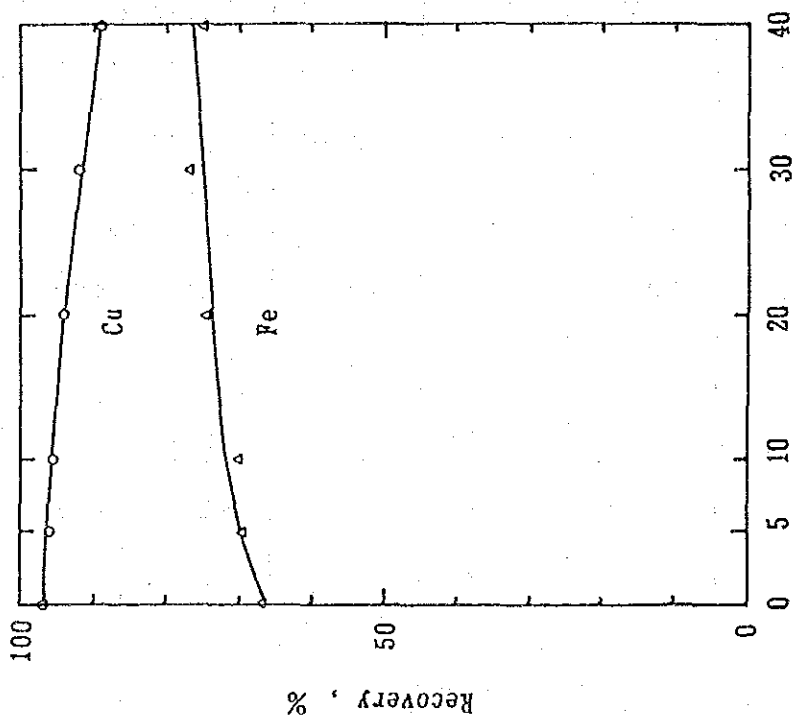
(i) バルク優先浮選

粗選で得られた浮鉱を-200メッシュ95%に再磨鉱した後、pH12.8で6段の精選を行った。粗選の浮選条件は給鉱サイズ-200メッシュ48%、KAX添加量50g/t、pH11.4、浮選時間30分である。

(ii) ストレート浮選

粗選で得られた浮鉱を-200メッシュ95%に再磨鉱した後、pH12.8で6段の精選を行った。粗選の浮選条件は給鉱サイズ-200メッシュ80%、KAX45g/t、pH11.6、浮選時間30分である。

Test No. 99~No. 104



mixing ratio of Rakah massive ore, %

Fig. 3-22 Effect of mixing ratio of Rakah massive ore in bulk flotation of composite ore

Table 3-19 Summary of flotation test results on composite ore

Product	W %	Assay		Distribution	
		Au g/t	Cu %	Au %	Cu %
Bulk & Differential Flotation					
Calc. Head	100.00	0.48	1.17	100.00	100.00
Concentrate	4.11	5.20	19.95	44.30	69.82
Clnr Middling	5.35	1.39	4.27	15.40	19.45
Clnr Scav Tail	31.02	0.53	0.31	34.12	8.20
Rougher Tail	59.52	0.05	0.05	6.18	2.54
Copper Selective Flotation					
Calc. Head	100.00	0.53	1.26	100.00	100.00
Concentrate	2.77	4.77	23.68	25.08	52.24
Clnr Middling	5.02	2.04	7.18	19.39	28.69
Clnr Scav Tail	11.49	1.07	0.89	23.34	8.14
Rougher Tail	80.72	0.21	0.17	32.18	10.93
Copper Selective Flotation with Scalping					
Calc. Head	100.00	0.56	1.17	100.00	100.00
Scalp Conc.	1.08	3.96	22.67	7.55	20.83
Concentrate	3.42	4.01	17.33	24.30	50.68
Clnr Middling	3.57	2.21	5.19	13.97	15.84
Clnr Scav Tail	6.59	1.01	0.95	11.81	5.35
Rougher Tail	85.34	0.28	0.10	42.37	7.29

(iii) スカルプ浮選

AP3501 46.7g/t、pH11.6でスカルピング後、KAX10g/tを添加して粗選を行った。スカルプ浮鉱は再磨鉱せずに精選し、第1精鉱とした。また、スカルプ浮鉱の精選尾鉱と粗選浮鉱とを混合して、再磨鉱した後、6段の精選を行い、第2精鉱を採取した。

(iv) 金の挙動

上記3方式の試験ではいずれも6段の精選を行なったが、各精選段階に於ける浮鉱のCu品位とAu品位の関係をFig. 3-23に示した。両品位の間にはいずれの方式でも直線関係がある。即ち、

浮選方式	平均品位比率 (Au品位/Cu品位)
バルク優先浮選	0.26
ストレート浮選	0.20
スカルプ浮選	0.24

これは銅鉱物に伴う金のみ精選の各段階で回収されるが、硫化鉄鉱に細かく鉱染状に分布する金は、硫化鉄と共に浮選尾鉱に廃棄されることを示している。

(2) 浮選方式の決定

Table 3-20は精選における精鉱のCu品位を20%に設定した時のそれぞれの浮選系統の成績を比較したものであるが、同表では、バルク優先浮選方式が銅及び金の実収率に於いて一番優れた成績を示した。

Table 3-20 Comparison of overall flotation results

Items	Bulk & differential flotation	Copper selective flotation	Copper selective flotation with scalping
No. of cleaning stage	6	3	6
Grade of Cu conc.			
Au g/t	5.20	4.07	4.14
Ag g/t	25.94	18.86	16.51
Cu %	19.95	20.24	19.81
Cu Distribution			
Conc. %	69.82	66.55	61.03
Middlings %	19.45	14.38	26.32
Tailings %	10.73	19.07	12.65
Au Distribution			
Conc. %	44.30	25.08	26.45

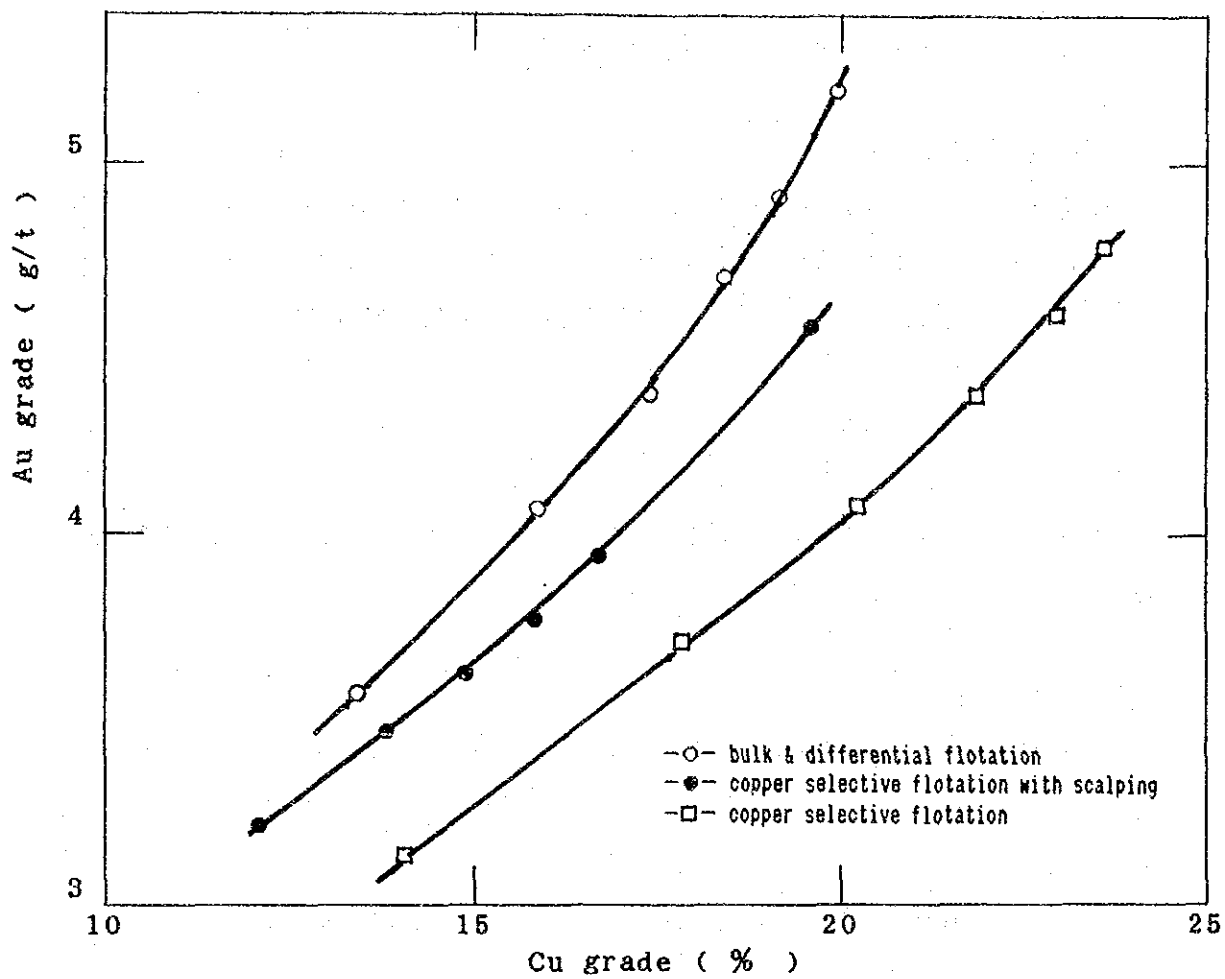


Fig. 3-23 Cu grade - Au grade of cleaner froth product

以上の結果にもとづき、本鉱石から銅鉱物を回収する浮選方式はバルク優先浮選が最適と判断される。この場合の粗選条件は、給鉱サイズは-200メッシュ50%、KAX添加量50g/t、pH11.4、浮選時間30分が最適である。また、精選条件は、給鉱サイズ-200メッシュ95%、pH12.8、精選6段が最適である。

3-1-5 試験結果概要

- ① オマーン国ラカー地域の鉱山開発計画調査に於ける選鉱設計の基礎資料とするために、ハイル・アス・サhil鉱床及びラカー鉱床の鉱石を対象としてベンチスケール選鉱試験を行い、有価鉱物の最適回収条件を究明すると共に浮選方式を検討した。本試験はすべて三菱金属株式会社中央研究所で実施した。
- ② 供試料は昭和63年現地で実施されたボーリングのコアの一部でハイル・アス・サhil鉱、ラカーストックワーク状鉱及びラカー塊状鉱の3種類である。供試料の主要成分化学分析結果は次の通りである。

分析成分	ハイル・アス・サhil 鉱	ラカーストックワーク 状鉱	ラカー塊 状 鉱
Au g/t	0.5	0.5	9.1
Cu %	1.12	1.25	1.60
Fe %	16.52	20.43	35.73
S %	14.60	10.52	39.87
SiO ₂ %	57.89	40.86	19.61
MgO %	2.35	6.13	0.02
Al ₂ O ₃ %	3.17	10.13	0.35

- ③ 供試料の鉱物組成は次の通りである。
 ハイル・アス・サhil鉱：硫化鉱物が約28%を占め、銅鉱物は黄銅鉱を主とするが、銅らん、輝銅鉱も若干存在する。銅鉱物、黄鉄鉱の粒径はかなり細かく互いにち密に結合している。なお、脈石鉱物として石英、緑泥石、赤鉄鉱が含まれる。
 ラカーストックワーク状鉱：硫化鉱物が約21%を占め、銅鉱物はすべて黄銅鉱で2次銅鉱物は認められない。黄銅鉱、黄鉄鉱の粒径は比較的粗い。なお脈石鉱物は石英、緑泥石であるが、緑泥石の含有が高いことを特徴とする。
 ラカー塊状鉱：硫化鉱物が75%を占めている。本鉱石は硫化を強く受けており銅鉱物は殆ど2次銅鉱物である。その中には硫酸塩銅鉱物も存在する。また硫化鉄鉱物には白鉄鉱が多量存在する。
- ④ 基礎浮選試験の結果各供試料の選鉱特性は次の通りである。
 ハイル・アス・サhil鉱：銅鉱物と黄鉄鉱の結合がち密であり且鉱石が酸化を受けてい

るので両者の分離は余り良好ではない。

ラカーストックワーク状鉱：黄銅鉱、黄鉄鉱共粒径が比較的粗く両者の分離は容易である。脈石鉱物として多量の緑泥石が存在するが、この試料では浮選への害作用は認められなかった。

ラカー塊状鉱：非常に微細な銅鉱物と硫化鉄鉱がち密に結合し、また鉱石が著しく酸化していることから選鉱による選別は全く不可能である。

- ⑤ ハイル・アス・サヒル鉱とラカーストックワーク状鉱の混合試料についてバルク優先浮選、ストレート浮選及びスカルフ浮選の3方式について総合浮選試験を行った。この結果金及び銅の実収率が高いことによりバルク優先浮選方式が最適と判断された。

3-2 選鉱工場

3-2-1 選鉱工場の位置

ハイル・アス・サヒル鉱床及び約4 Km離れたラカー鉱床より出鉱された鉱石は選鉱工場で混合処理される。選鉱工場の用地は、ハイル・アス・サヒル、ラカーいずれの鉱床付近でも見出すことが出来るが、鉱石輸送コストの観点からラカー鉱床と比較して採掘対象鉱量の多いハイル・アス・サヒル鉱床付近が適当である。

ハイル・アス・サヒル露天掘ピット端より約500 m南方の平地に選鉱工場の位置を決定した。ここは全般的に段丘地形ではあるが基盤のオリストストローム層が比較的広い範囲に露出しており、重機械類の設置にも十分な支持力をもつ。

工場のすぐ南には広大な平地があり廃さいたい積場用地として最適と思われる。廃さいたい積場が工場近くにあることは管理面のみならず、廃さいの給鉱、オーバフローの還流等の技術面でも大きなメリットがある。なお現地地質構造から推定して選鉱工場及び廃さいたい積場の下部には鉱床が存在しないと予想されるが、建設に当たってはボーリング調査で確認する必要がある。

3-2-2 選鉱設計の基本的考え方

ハイル・アス・サヒル鉱、ラカー鉱の選鉱処理設計に当たっては、今回の選鉱試験結果及び現在操業中のソハール選鉱工場のデータを基礎にしたが、破碎、磨鉱及び浮選については、ソハール工場と異なる方式を採用した。

(1) 破碎、磨鉱

現在ソハールで操業中の自生粉碎方式を採用せず、3段破碎、1段磨鉱の従来方式を採用した。

自生粉碎方式では破碎工程は一段のみで、自生ミルが従来方式の二、三次破碎の仕事に代替するので、系統が大幅に簡略化されるが、自生ミルの設備費はかなりかかるので総起業費では両者大差ないと思われる。自生粉碎操業は、電力量、ミルライナーの消費量の増加が有るが、磨鉱材の削減の効果は大きく従来方式に比べて一般的に原価は節減出来るといわれる。

一方、粗砕機の産物がストックパイルを経由して自生粉碎ミルに給鉱されるが鉱石サイズが最大 200mmと粗いのでここで、粗粒と細粒に分離されやすい。ストックパイルより鉱石を抜き出す場合、粗粒、細粒の比率を一定に保つことは困難であり、常に粒度分布は変動する。

自生粉碎は、ボールミル磨鉱と異なり給鉱の粒度分布の変動がミル内の磨鉱材の量を左右し、これが磨鉱産物の性状に大きな影響を与える。これに対応するために二段磨鉱回路、閉回路操業、高度の自動制御等を採用するが、変動を十分に吸収するとは思えない。特にこのプロジェクトのように2種類の鉱石を混合処理する場合は、両鉱石の岩質の影響も加味され磨鉱産物の粒度、鉱液濃度、流量等の変動は著しく大きくなるものと推定される。

操業上の種々の困難性にもかかわらず規模の大きい工場例えば斑岩銅鉱または鉄鉱石の大工場では従来方式に比し操業コストの著しく低い自生粉碎方式が採用されるが、小規模の工場ではコスト低下のメリットは差程大きくないので操業上のトラブルを考慮すれば自生粉碎方式の採用は避けた方がよいと思われる。

従来方式による3段破碎の産物は非常に細かく磨鉱に安定した給鉱を送ることが出来るので磨鉱産物の変動は極めて小さく安定した浮選操業が期待される。この鉱石は水分、粘着性物質の含有が少なく細破碎することは技術的に特に支障はない。

(2) 浮選

ソハール工場では、銅鉱物を単体分離させる為に原鉱を -200mh 80% まで細かく磨鉱した後、銅鉱物のみを浮遊させて回収する直接浮選方式を採用している。

ラカー地域の鉱石は銅鉱物と黄鉄鉱との結合はち密であるが、銅鉱物、黄鉄鉱と母岩、脈石との間の結合は粗くかなり粗粒で浮選を行っても、銅鉱物が黄鉄鉱と結合したまま浮遊するので、粗選の銅実収率は低下しないことが選鉱試験で確認されている。従って、粗粒で浮いたバルク精銅を再磨鉱した後銅鉱物と黄鉄鉱の分離を行うバルク優先浮選方式を採用することにした。

この方式では、原鉱の微粉碎が避けられるので、磨鉱設備の縮小、動力費低減は勿論、粗選の浮選速度の向上が期待され、また粗粒の尾鉱は廃さい堆積場の堤体安定化には有効である。

現場ではラカー塊状鉱を除くすべての鉱石について選鉱処理する。ハイル・アス・サヒル鉱及びラカー鉱床のストックワーク状鉱の混合試料について最も良好なる成績を示したNo.105 バルク優先浮選試験の結果からTable 3-21に示す選鉱成績が推定される。

Table 3-21 Plant metallurgical balance

Product	Weight (%)	Grade		Distribution	
		Copper (%)	Gold (%)	Copper (%)	Gold (%)
(Rougher)					
Mill feed	100.00	1.26	0.59	100.0	100.0
Rou'r conc.	40.00	3.06	1.40	97.1	94.9
Rou'r tail	60.00	0.06	0.05	2.9	5.1
(Cleaner)					
Cl'r feed	40.00	3.06	1.40	97.1	94.9
Cl'r conc.	5.60	20.00	5.20	88.9	49.3
Cl'r tail	34.40	0.30	0.78	8.2	45.6
(Overall)					
Mill Feed	100.00	1.26	0.59	100.0	100.0
Final conc.	5.60	20.00	5.20	88.9	49.3
Final tail	94.40	0.15	0.32	11.1	50.7

3-2-3 設計の基準

選鉱設計の基本方針に基づいて設計を行いその基準をTable 3-22に示す。

3-2-4 選鉱系統

前章の設計基準を基礎として、選鉱系統を設計し主要機械を選定した。

Fig. 3-24及びFig. 3-25に系統図、Table 3-23に主要機械リストを示す。また、Appendix 8 (Fig. 1)に各系統の配置を示す。

(1) 1次破碎 (Appendix 8、Fig. 2 参照)

30t ダンプトラックで運搬された鉱石は工場受入口で5m×4.5 mのグリズリーの上にダンプされる。グリズリー篩下鉱 (-800mm) はグリズリー下のホッパーに落下する。グリズリー上の大塊はインパクトブレイカーで大割される。ホッパー下に設置された4'×12' 振動フィーダーで抜き出された鉱石は、42"×48" ジョークラシャーで砕かれた後ベルトコンベアで2,000t塊鉱ストックパイルに送鉱される。

1次破碎工場には、10t天井走行クレーンを設置する。

(2) 2、3次破碎 (Appendix 8、Fig. 3 及び 4参照)

2、3次破碎系統は、5100 STDコーンクラシャー、5½' SHコーンクラシャー及び8'×20' 振動篩からなり振動篩とSHコーンクラシャーは閉回路操業をする。

Table 3-22 Process design criteria (1)

Process	Item	Unit	Quantity
Operating condition	Annual processing tonnage	mt/y	1,080,000
	Scheduled operating days	day/y	360
	Average throughput	mt/day	3,000
Characteristics of mill feed ore	Main component minerals of Mill feed ore (estimate)		
	Sulphide minerals	%	27
	Hematite	%	3
	Chlorite	%	20
	Quartz	%	30
	Moisture content		nearly 0
Crushing	Three stage crushing		
	Scheduled operating hrs	hr/day	24
	Availability	%	69
	Average running hrs	hr/day	16.7
	Crushing rate	mt/hr	180
	Max size of mine ore	mm	1,200
	Crushing product size (80% passing)		
	Primary (open circuit)	mm	150
	Secondary (open circuit)	mm	28
	Tertiary (closed circuit)	mm	9.4
	Coarse ore stockpile (primary crusher product)	mt	2,000
	Fine ore stockpile (tertiary crusher product)	mt	3,000

Table 3-22 Process design criteria (2)

Process	Item	Unit	Quantity	
Grinding	Single stage ball mill grinding closed circuit with cyclones			
	Scheduled operating hrs	hr/day	24	
	Availability	%	83	
	Average running hrs	hr/day	20	
	Milling rate	mt/hr	150	
	Grinding feed (80% passing)	μ	9,400	
	Grinding pro't (80% passing)	μ	150	
	Bond's Work Index	kwh/st	Wir= 13	
		kwh/st	Wib= 12	
	Pulp density (W%)			
	Ball mill discharge	%	75	
	Cyclone overflow	%	38	
Circulating load (Percentage of new feed)	%	350		
Regrinding	Closed circuit operation with ball mill & cyclone			
	Capacity	mt/hr	63	
	Grinding feed (80% passing)	μ	100	
	Grinding pro't (80% passing)	μ	38	
	Bond's Work Index	kwh/st	Wi = 14	
	Pulp density (W%)			
	Ball mill discharge	%	75	
	Cyclone overflow	%	25	
Circulating load (percentage of new feed)	%	250		
Flotation	Bulk & differential flotation			
	Circuit	Pulp flow rate (m ³ /min)	No. of cells (300cf)	Flotation retention time (min)
	Rougher	4.89	12	20.8
	First clr	5.41	6	9.4
	Second clr	2.25	4	15.1
	Third clr	1.46	2	11.7
	Fourth clr	.72	2	23.6
Clr scav'r	4.80	6	10.6	

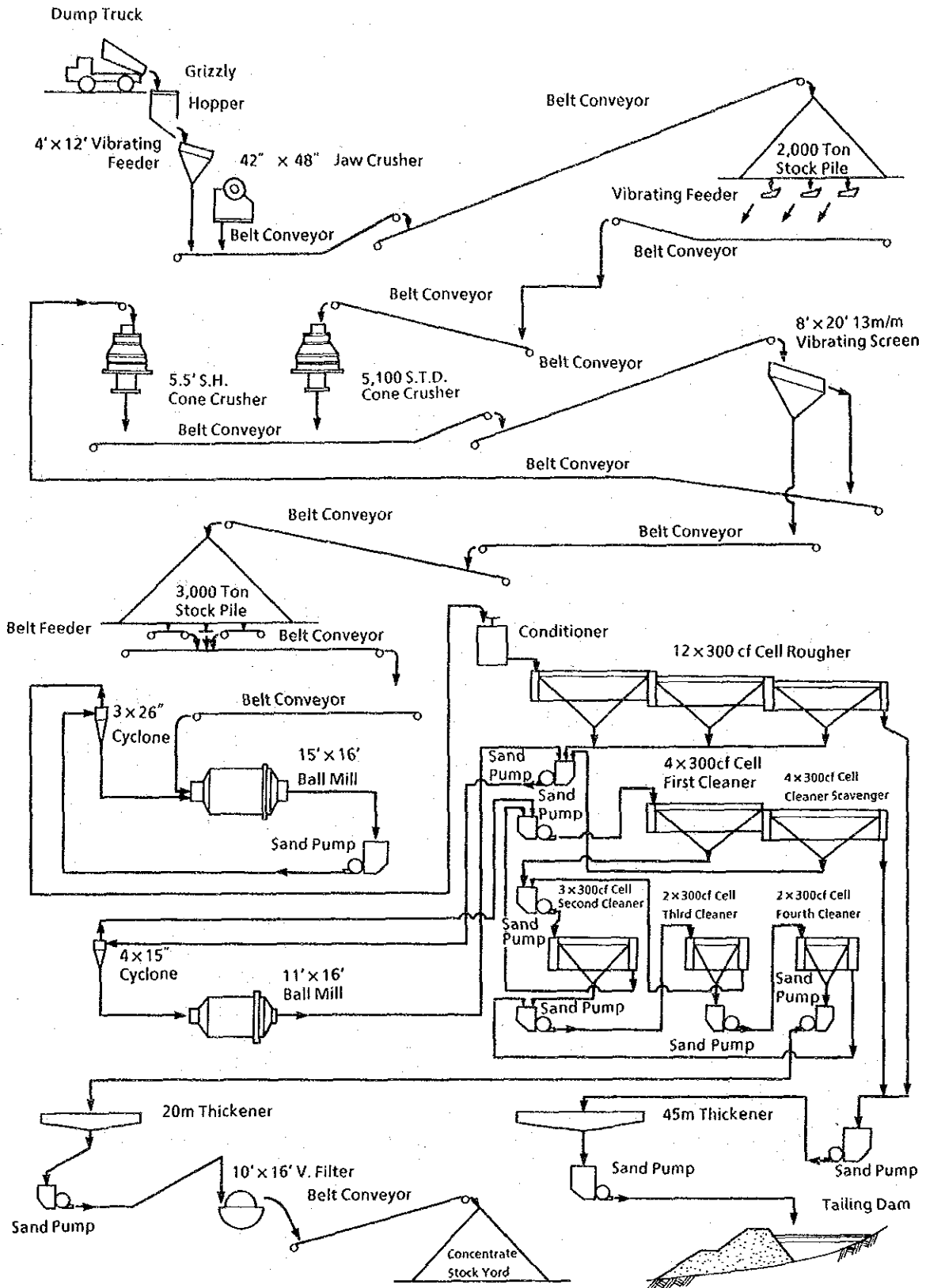


Fig. 3-24 Mineral processing plant flow diagram

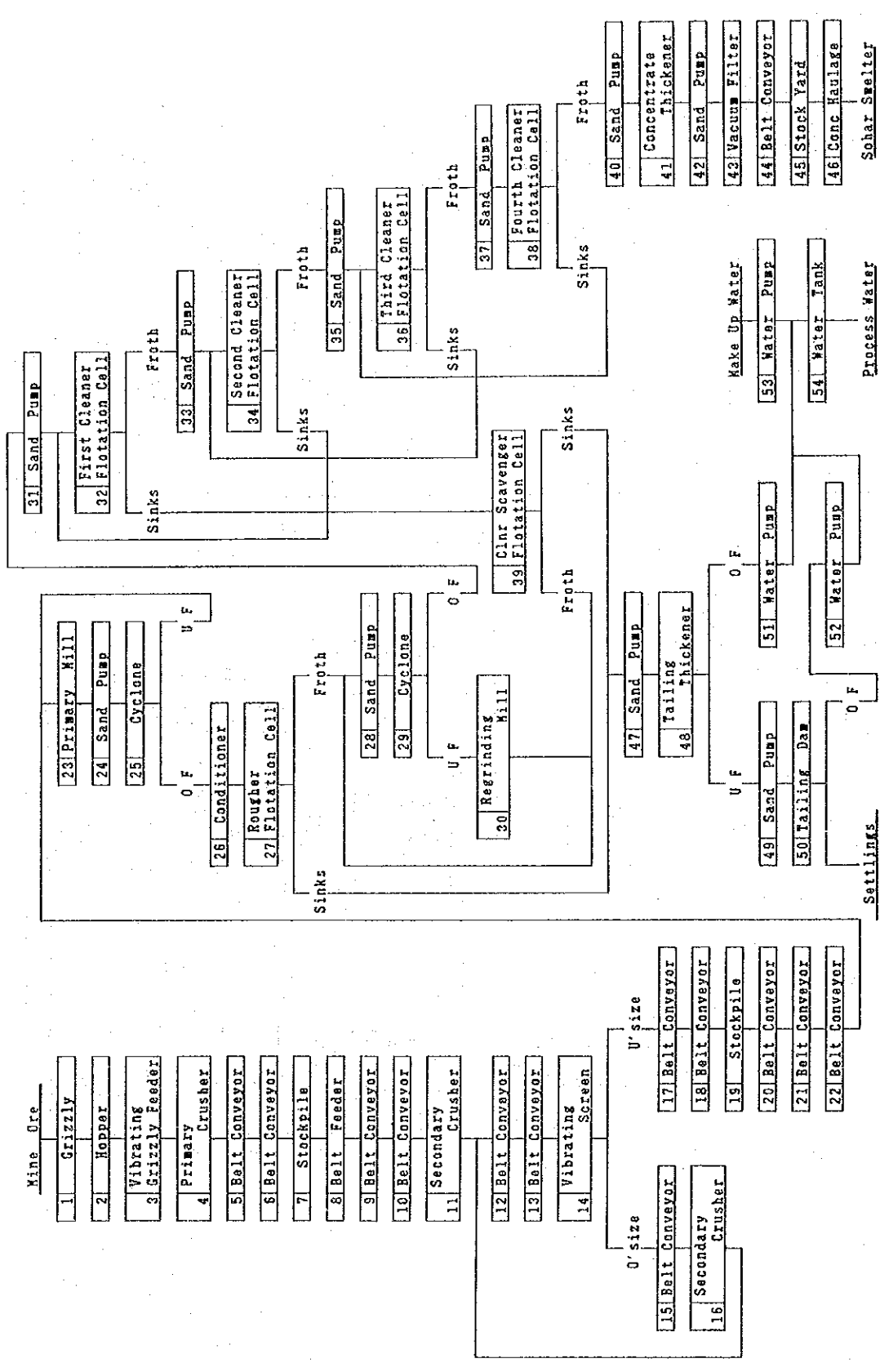


Fig. 3-25 Proposed mineral processing flowsheet

Table 3-23 Proposed plant equipment list (3,000 t/day)(1)

No	Equipment	Size	Details	Motor (kw)	No of Unit
1	Grizzly	5mx4.5m	grizzly bar spacing 800mm		1
2	Hopper		live capacity 30t		1
3	Vibrating grizzly feeder	4'x12'	grizzly bar spacing 150mm	15	1
4	Primary crusher	42"x48"	double toggle type openside setting 150mm	130	1
5	Belt conveyer	1.2mx35m	12° inclined	11	1
6	Belt conveyer	1.05mx35m	15° inclined	7.5	1
7	Coarse ore stockpile		live capacity 2,000t		1
8	Vibrating feeder	.8mx1.2m	variable speed motor drive (3.7kwx3)	11.1	3
9	Belt conveyer	1.05mx35m	14° inclined	5.5	1
10	Belt conveyer	1.05mx40m	15° inclined	7.5	1
11	Secondary crusher	5,100	STD cone crusher coarse type setting 22mm oil pump & others	130 5.9	1
12	Belt conveyer	1.2mx25m	9° inclined	7.5	1
13	Belt conveyer	1.2mx30m	18° inclined	7.5	1
14	Vibrating screen	8'x20'	single deck Ripl-Flow type screen aperture 13mm	22	1
15	Belt conveyer	1.05mx50m	13° inclined	11	1
16	Tertiary crusher	5'-6"	SH cone crusher fine type setting 9.5mm oil pump & others	130 5.9 5.9	1

Table 3-23 Proposed plant equipment list (2)

No	Equipment	Size	Details	Motor (kw)	No of Unit
17	Belt conveyor	1.05mx25m	15° inclined	5.5	1
18	Belt conveyor	1.05mx60m	14° inclined	11	1
19	Fine ore stockpile		live capacity 3,000t		1
20	Belt feeder	1.2mx6.5m	horizontal(7.5kwx2)	15	2(2)
21	Belt conveyor	.9mx50m	5° inclined	5.5	1
22	Belt conveyor	.9mx18m	7° inclined	5.5	1
23	Primary mill	15'x16'	overflow type ball mill compressor	1,550 3.7	1
24	Sand pump	10"x8"		100	1(1)
25	Cyclone	26"			2(1)
26	Conditioner	2mφ x2m		7.5	1
27	Rougher flotation cells	300cf	(22.5Kwx12)	270	12
28	Sand pump	8"x6"		30	1(1)
29	Cyclone	15"			3(1)
30	Regrinding mill	11'x16'	overflow type ball mill compressor	750 3.7	1
31	Sand pump	6"x4"		15	1(1)
32	First cleaner Flotation Cells	300cf	(22.5Kwx 6)	135	6
33	Sand Pump	3"x2"		5.5	1(1)
34	Second Cleaner flotation cells	300cf	(22.5Kwx 4)	90	4
35	Sand pump	3"x2"		5.5	1(1)

No of Stand-by Unit ()

Table 3-23 Proposed plant equipment list (3)

No	Equipment	Size	Details	Motor (kw)	No of Unit
36	Third cleaner flotation cells	300cf	(22.5Kwx 2)	45	2
37	Sand pump	3"x2"		5.5	1(1)
38	Fourth cleaner flotation cells	300cf	(22.5Kwx 2)	45	2
39	Cleaner scavenge flotation cells	300cf	(22.5Kwx 6)	135	6
40	Sand pump	3"x2"		5.5	1(1)
41	Concentrate thickener	20m ϕ	centre drive type	3.7	1
42	Sand pump	3"x2"		5.5	1(1)
43	Vacuum filter	10'x16'	drum type filter vacuum pump compressor filtrate pump	5.9 65 22.5 3.7	1
44	Belt conveyor	.4mx35m	horizontal	3.7	1
45	Stockyard	36mx12m	live capacity 1,500t		1
46	Cu conc haulage		20t Truck		10
47	Sand pump	10"x8"		50	1
48	Tailing thickener	45m ϕ	centre drive type	4.4	1
49	Sand pump	6"x4"		30	1(1)
50	Tailing dam		capacity 7 milion t		1
51	Water pump			75	1(1)
52	Water pump			22.5	1(1)
53	Water pump			75	1(1)
54	Water tank		capacity 400 cub m		1

No of Stand-by Unit ()

塊鉱ストックパイルの地下に設置された3台の8m×1.2m振動フィーダーで抜き出された鉱石は、2段のベルトコンベアを経由して5100 STDコーンクラシャーに給鉱され、その産物は8'×20' リップルフロー型単床振動篩に給鉱される。

振動篩の篩下産物 (-13mm)は磨鉱原鉱として粉鉱ストックパイルに送鉱され、篩上鉱は 5½' SHコーンクラシャーに給鉱される。SHコーンクラシャーの産物は、クラシャーの下を走る1.2mコンベアの上で STDコーンクラシャー産物と合流し振動篩に戻される。

2, 3次破碎工場には 20t天井走行クレーンを設置する。

(3) 磨鉱 (Appendix 8, Fig. 5 及び6 参照)

磨鉱系統は、15'×16' ホールミル1台、26"サイクロン3台の閉回路である。

粉鉱ストックパイルからの抜き出しは、1.2m×6.5mベルトフィーダー4台(常時2台運転)でおこなう。再磨鉱系統は、11'×16' ボールミ1台、15"サイクロン4台の閉回路である。

磨鉱工場には 40t天井走行クレーンを設置する。

(4) 浮選 (Appendix 8, Fig. 6 参照)

浮選系統は -200mh 55% 前後に磨鉱した原鉱より粗選系で粗精鉱を採取し、これを-200mh 80%以上の粒度に再磨鉱の後精選系で銅鉱物と硫化鉄鉱に分離する。精選は4段で、4次精選の浮鉱を銅精鉱として回収し、硫化鉄鉱を主体とする精選清掃系の尾鉱は粗選尾鉱と共に最終尾鉱とする。なお清掃系の浮鉱は粗精鉱と共に再磨鉱され精選系に繰り返される。

浮選機はいずれの系統も内容積 300cf (8.5m³) の機械を採用し、粗選12区、精選20区、合計32区となる。浮選工場には5t 天井走行クレーンを設置する。

(5) 精鉱処理 (Appendix 8, Fig. 7 参照)

精鉱処理系統は、20mφ精鉱シクナー、10'×16' ドラム型真空ろ過機、ろ過機用の真空ポンプ、圧気機よりなる。

銅精鉱はソハール製錬所までトラック輸送されるが、精鉱はその水分が高いと輸送中の震動で流動化しやすく輸送ロスとなる恐れがある。本鉱石はその性質上精鉱の粒度は細かく水分含有率は高くなりやすい。かかる精鉱には脱水性能の高い圧力ろ過の採用も考えられるが、圧力ろ過は真空ろ過のような連続操業が出来ないこと、及び床面積当りの処理能力が低いいため機械設置台数が増える大きな欠点がある。一方真空ろ過もドラム型を採用し、操業条件を十分配慮すれば水分10%前後の脱水も不可能ではない。

脱水された精鉱は一旦貯鉱場に堆積した後、これをトラックに積み込むよう設計した。現地の非常に乾燥した気候では、たい積中に過剰の水分は蒸発する。

(6) 尾鉍処理 (Appendix 8、Fig. 8 参照)

尾鉍処理系統は、45m シックナー及び廃さいたい積場よりなる。

鉍液濃度26% の浮選最終尾鉍は廃さいシックナーで鉍液濃度50% のスピゴットに濃縮された後廃さいたい積場にポンプで送鉍される。浮選尾鉍は、バルク優先浮選方式の採用によりソハール鉍山よりサイズ粗く、また浮選で充分なる石灰を添加してあるので、シックナー、廃さいたい積場とも粒子の沈降は良好でありいつ流が濁ることは殆どない。

(7) 選鉍用水

選鉍用水はTable 3-24に示す通り磨鉍 5.5m³/min、浮選他 2.0m³/min 合計 7.5m³/minであり取扱鉍トンあたり3m³になる。そのうち廃さいたい積場にたい積する廃滓に伴う水分ロスが 1.5 m³/minあり差引 6.0m³/minは、繰り返し使用される。ロス分 1.5m³/minの補給は、河川の伏流水より取水する。

(8) 電力

電力は、電力省の送電線ネットワークより供給を受ける。山許より約20km離れた同省所管のハイル変電所には充分な配電能力があるので此処よりヤンクル変電所を経由して山許まで送電線を新規敷設する。この敷設費はこのプロジェクトが負担する。

3-2-5 選鉍操業

(1) 組織、所要人員

選鉍工場及び廃さいたい積場の操業と設備の保守管理は選鉍課長の下で選鉍操業、試験分析、設備保全の3部門から成る組織で行う。これに要する人員は、Table 3-25に示す通り合計 104名を予定した。

工場は3方×8時間の連続操業を行う。工場は1次破碎、2、3次破碎、磨鉍、浮選、精鉍処理、尾鉍処理、石灰工場、ヤンクル揚水ポンプの8工程に分かれ1方の人数は14名である。選鉍工場の人員は交替番に42名、常昼番に9名、合計51名である。

試験分析は選鉍操業に関する試験検討と採鉍、選鉍の試料分析を行う。人員は23名である。

選鉍工場の機械及び設備の保守管理に関しては、保全係の機械、電気の部門で日常の点検修理を行う。廃さいたい積場の操業は選鉍工場の運転工が行うが、保全係では2名の土木担当者を配置し特に保安上の問題について常時監視及び対策に当る。保全係の人員は29名である。

Table 3-24 Mill water balance

Process water		Loss of water		Reclaimed water		Make-up water	
Plants	m ³ /h	Plants	m ³ /h	Plants	m ³ /h	Plants	m ³ /h
Grinding	m ³ /h 327	Tailing dam	60	Tailing dam	61	Water intake	90
Primary grinding	245	Filter cake	1	Tailing thickener	260		
Regrinding	82	Evaporation	22	Concentrate thickener	20		
Flotation	97	Surface area of water pool (Tailing dam, Thickener) 22,000 m ²					
First clr. launder	30	Rate of evaporation (day time) 1 mm/hr					
Second clr. launder	30	Others	7	Others	19		
Third clr. launder	25						
Fourth clr. launder	12						
Others	26						
Total	450	Total	90	Total	360	Total	90

(7.5m³/min)

(1.5m³/min)

(6.0m³/min)

(1.5m³/min)

Table 3-25 Manpower requirement of Metallurgical department

Section	Salary and Wage Grade											Total
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
Superintendent	1											1
(PROCESSING PLANT)												
General Foreman			1									1
Sift Foreman						4						4
Primary crushing								3		3		6
Sec/Ter'y crushing								3		3		6
Grinding								3	3			6
Flotation								3				3
Conc. dewatering								3				3
Tailing disposal								3		3		6
Lime plant								3		3		6
Yanqul water pump									3			3
Day works								1			6	7
(Subtotal)												51
(LABORATORY & ASSAY)												
Chief Metallurgist			1									1
Laboratory					1		3	4		3		11
Assay						2	3	3		3		11
(Subtotal)												23
(MAINTENANCE)												
Supervisor			1									1
Mechanical					1	3	6	6		4		20
Electrical					1	1	4					6
Civil (Tailing Dam)						1	1					2
(Subtotal)												29
Total	1	0	3	0	3	11	17	35	6	22	6	104

(2) 操業物品

操業物品の消費量をTable 3-26に示した。選鉱試薬、磨鉱材については選鉱試験結果よりその他の物品はソハール工場の実績を勘案して推定した。ラカー地域の鉱石は粒径の非常に細かい構成鉱物がち密に結合した組織を持っているので、これ等の鉱物を単体分離させるためには細く磨鉱することが必要である。また、鉱石の一部は、酸化を受けているので浮選の選別性は良好ではない。以上の理由により磨鉱材、浮選試薬の消費量は一般の鉱石より多い。

(3) 電力消費量

Table 3-27に示す通り機械の動力の積算より工場の電力需要は3,800kw と推定される。処理トン当たり電力量は25kwh/t である。電力は電力省より年間平均0.019 R.O./kwhの単価で供給を受ける。

(4) 選鉱操業コスト

上記の所要人員、操業物品消費量、電力消費量と現状の単価よりTable 3-28に示す選鉱操業コストが推定される。

Table 3-28 Operating cost estimate

1,080,000 tons/year

Item	Details	US\$/y	US\$/t
Wage & salaries	number of employees = 104	1,043,230	0.966
Operating materials		2,429,526	2.250
Power	4.94c/kwh × 27,000,000 kwh/y =	1,333,800	1.235
General expenses		12,400	0.011
Total		4,819,006	4.462

Table 3-26 Estimate operating material consumption

Items	Unit	Q'ty	Unit price		Amount	US\$/t
	g/t	t/y	R.O.	US\$	US\$/y	
Limes	5,000	5,400	12	31	168,480	
Frother	20	22	778	2,023	43,692	
Collector	50	54	557	1,448	78,203	
Reagent total					290,375	0.269
Ball 80mm	1,000	1,080	258	671	724,464	
Ball 30mm	400	432	308	801	345,946	
Ball total					1,070,410	0.991
Crusher liner					66,528	
Ball mill liner					74,080	
Liner total					140,608	0.130
Operating consumables					44,678	
Machine parts					725,253	
Vehicle fuel parts					111,049	
Lab'ry materials					28,244	
Miscellaneous					18,909	
Others total					928,133	0.859
Total					2,429,526	2.250

Table 3-27 Estimated power consumption

Equipment	Calculation	Results
	(Motor power) (Availability)	
Primary mill	1,550 kw X .93 =	1,447 kw
Regrinding mill	750 kw X .94 =	704 kw
Mill(others)	1,295 kw X .85 =	1,100 kw
(Mill subtotal)	(3,595 kw X .904)=	(3,251 kw)
Crushing plant	527 kw X .70 =	369 kw
Lighting & others		180 kw
Total		3,800 kw
Crushing plant	527 kw ÷ 180 t/h =	2.05 kwh/t
Mill	3,251 kw ÷ 150 t/h =	21.67 kwh/t
Lighting & others	total X 5 % =	1.28 kwh/t
Total		25.00 kwh/t
Total consumption	25.00kwh/t X 1,080,000t/y =	27,000,000 kwh/y
Power cost	.019 RO X 2.6 US\$/RO X 27,000,000kwh/y=	1,333,800 US\$/y

第4章 鉱害防止設備

4-1 捨石たい積場

ハイル・アス・サヒル及びラカーのオープン・ピットの近傍にFig.1 及びFig. 4-2 (1)に示すように、それぞれ捨石たい積場を設ける。たい積量はハイル・アス・サヒルが約 1,000万立方メートル、ラカーが600 万立方メートルである。規模はハイル・アス・サヒルが約50万平方メートル、ラカーが約30万平方メートルで、高さは、いずれのたい積場とも十分な敷地の確保が可能な事から、20メートルと非常に偏平な設計とした。従ってたい積場の安定度の面では極めて問題が少なく理想的な設計と言える。

なお、建設に先立ってたい積場予定位置の下部に経済的価値を有する鉱床が存在しない事をボーリング等により確認しておく必要がある。

4-2 廃さい処理

4-2-1 廃さいたい積場の位置

廃さいたい積場の用地として、オマン山脈内の溪谷、選鉱工場付近の平地の候補地を検討したが、オマン山脈の溪谷はいずれも挟隘で充分なるたい積容量をとることは困難であり、選鉱工場南側の平地を選定した。たい積場用地は Fig. 4-1に示す通りWadi al Hayl al Ali とWadi Falaj Sudayriyin の間に挟まれた小高い土地である。年間雨量 100mmの当地では、Wadiは通常伏流で水位は表面に出ないが、年に1、2回の大雨時にはWadiにかなりの水流が見られる模様である。そのような際にもこの用地には大きな影響がないと思われる。

4-2-2 地形及び土質

地形は北東方向に平均 1/60 の上り勾配をもつ緩傾斜地であり、用地の面積は東西1.2km、南北1.2km である。地質は選鉱工場用地と同様テラス地形で地盤の性質は石灰石で充てんされた強固な砂れき層であり堤体、低設暗きよの設置に充分なる耐力をもつ。又廃さいがたい積する際分離した上澄水の地下に浸透する恐れも少ない。

4-2-3 かん止堤

Fig. 4-1 に示す通り用地の周辺に2つの丘を挟んで総延長3,400 mのかん止堤を建設する。堤高は南側18m、北側の末端では 0.5mとなる。ロックフィル材はハイル・アス・サヒルのピットズリを用い、フルター材はダム用地内外の表土を用いる。本廃さいたい積場の容量は 720万立方メートルである。堤体の構造及び設計仕様は Fig. 4-2、Table 4-1 に示す。

4-2-4 排水設備

選鉱廃さいは下流側堤体より直接たい積場内に放流する。廃さいの粗粒部分は堤体近くに沈降し細粒部分は上流方向に流れて沈降する。場内には、Fig.4-1 に示す2本の底設暗きよを敷設する。固形物と分離した上澄水は Fig.4-3に示すように尺八を通じて底設暗きよに導きこれを場外に排出する。たい積場内面積(120ha)以外には流域はなく降雨量も100mm/年と極めて少ないので非常排水路は設けず雨水はすべて底設暗きよで処理することとし、2本の暗きよが互いに予備となるように設計した。設計仕様は Table 4-2に示す。

暗きよの排水能力は最大雨水流入量の4倍と充分なる余裕がある。

暗きよの取水口については常態の上澄水の流量 $0.017\text{m}^3/\text{sec}$ を充分のみこむ能力があるが、豪雨時には取水口を多数開き取水する。又一時場内に貯水し時間をかけて排水することも可能である。底設暗きよは安全のために末端は開放し非常排水路としても活用出来るようにする。

4-3 その他の設備

(1) ピット廃水

露天掘りピットからの湧水は水中ポンプを使用してピット外に排水されるが、鉱害防止の観点からこの廃水は全量選鉱の廃さいシクナーへパイプ流送される。シクナー中の水は選鉱工程でpHが高くされているので、廃水中の重金属類は中和され澱物として沈澱する。この澱物は廃さいたい積場にたい積される。

(2) 採鉱運搬道路の粉じん防止対策

採鉱運搬道路の粉じん防止対策として、散水タンクローリーを各ピットに1台ずつ合計2台配置する。散水用水には新水は使用せず選鉱の繰り返し水を使用する。

Table 4-1 Specification of banking

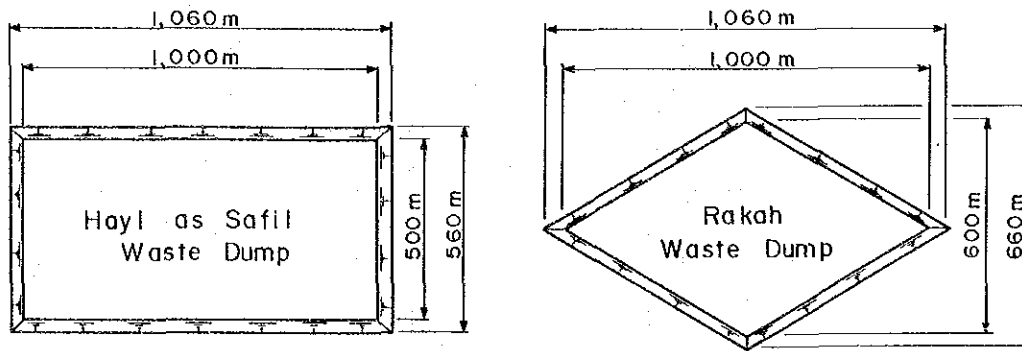
	Item	Quantity
Dam	Final height of dam	18.0 m
	Final altitude of dam	678.0 m
	Final altitude of settlings	675.0 m
Earth Volume	Rock fill material	1,400,000 m ³
	Filter material	610,000 m ³
	Total	2,010,000 m ³
Storage Capacity	Altitude	Cumulative volume
	665.0 m	600,000 m ³
	667.5 m	1,600,000 m ³
	670.0 m	3,100,000 m ³
	672.5 m	4,900,000 m ³
	675.0 m	7,200,000 m ³

Table 4-2 Design criteria of drainage facility

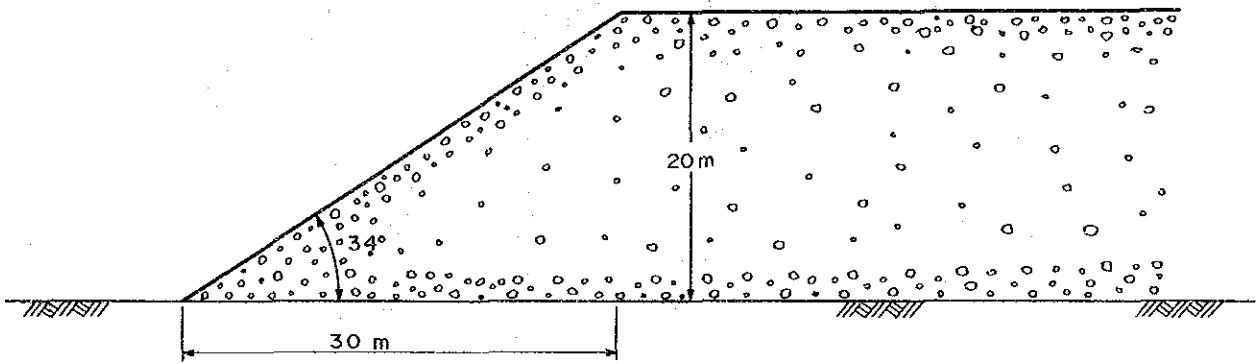
	Item	Quantity
Rain water	Rainfall intensity	10 mm/hr
	Catchment area	1.2 km ²
	Coefficient of discharge	1.0
	Max. rain water inflow	3.4 m ³ /sec
Culvert	Discharge capacity of a drain culvert	6.8 m ³ /sec
Spillway	Flow capacity of a spillway	
	Water depth 0.55 m	.16 m ³ /sec
	0.75 m	.19 m ³ /sec
	1.25 m	.24 m ³ /sec



Fig. 4-1 Plan of tailing dam

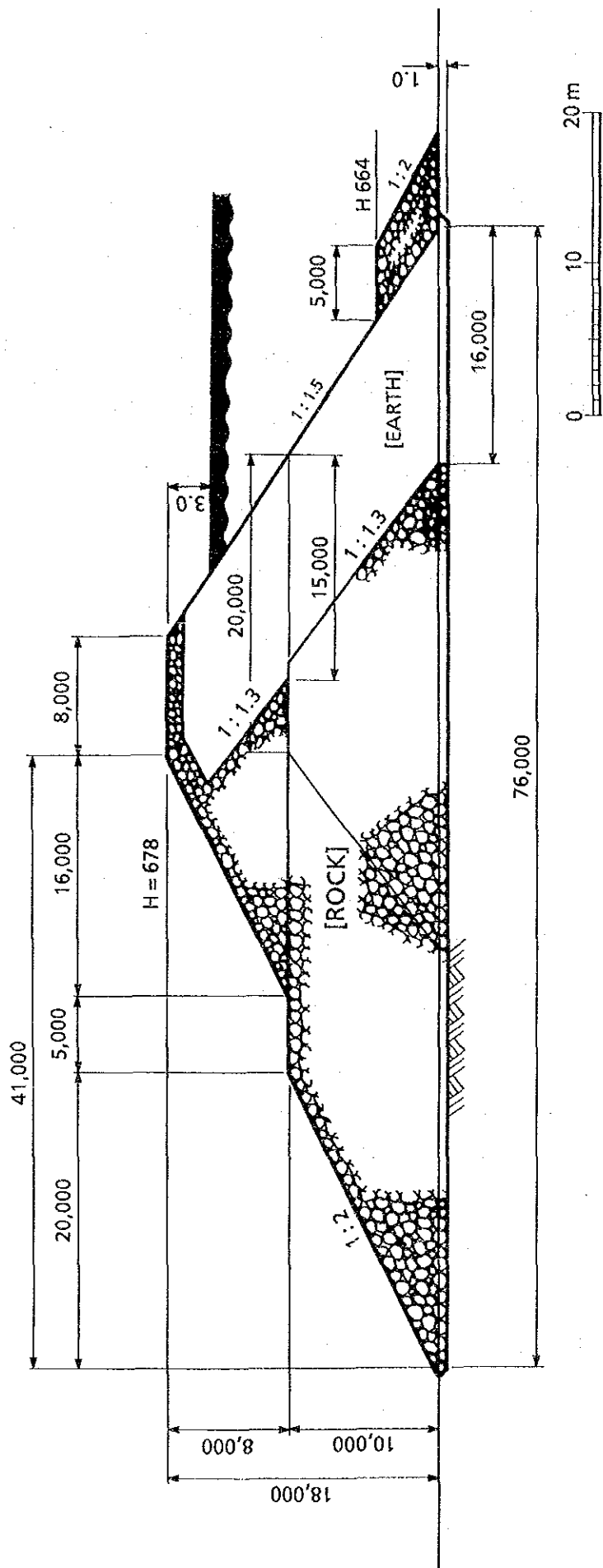


Plan of Waste Dump



Section of Waste Dump

Fig. 4-2 Standard section of tailing dam and waste dump (1)



Section of Tailing Dam

Fig. 4-2 Standard section of tailing dam and waste dump (2)

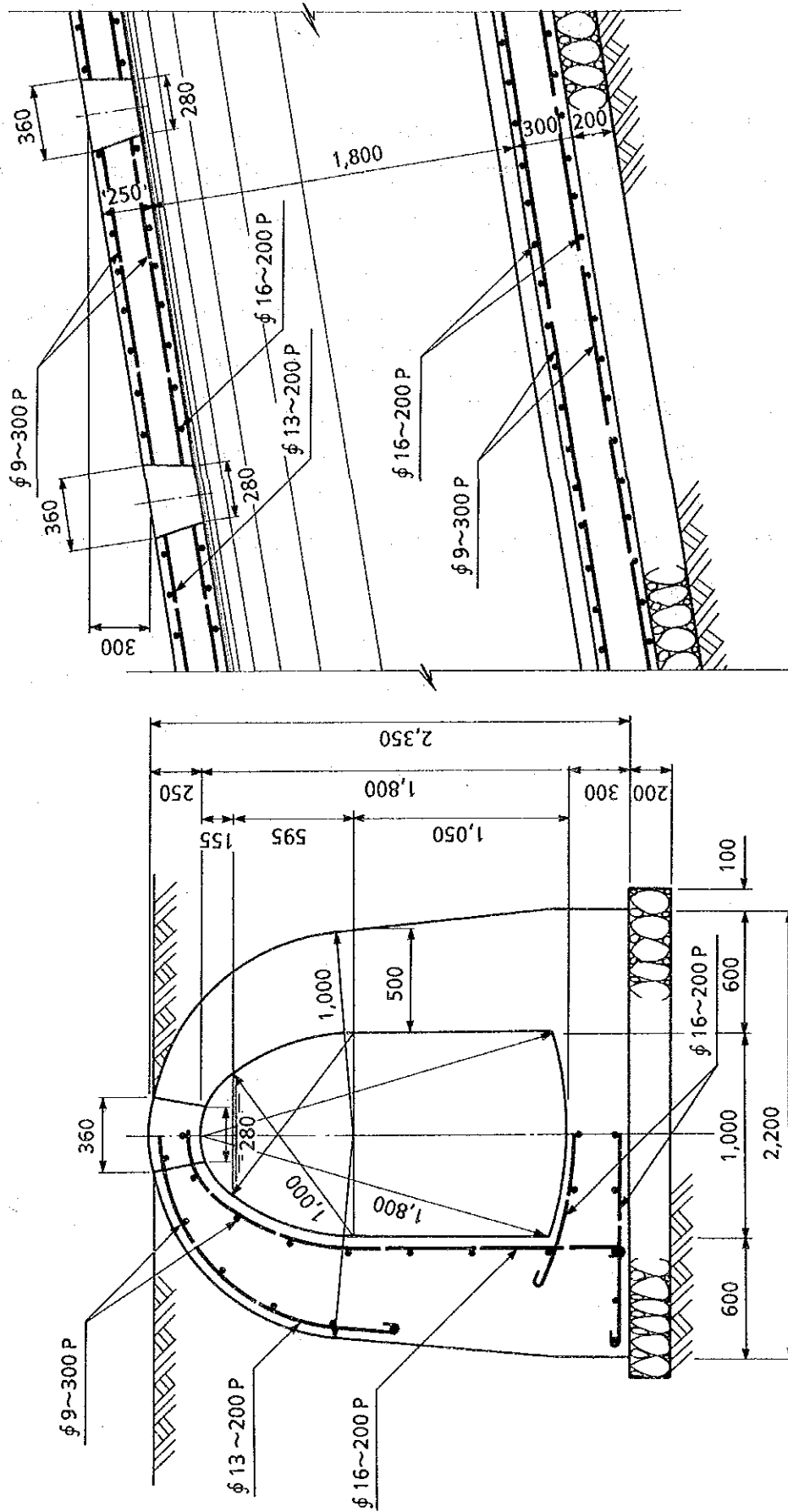


Fig. 4-3 Section of drain culvert

第5章 補助及び管理

本計画の操業における補助及び管理部門としては、経理、資材、総務及び人事を見込んでいる。現在操業中のソハール鉱山ではこれらに加えてエンジニアリング部門が独立した部門として補助部門中に存在するが、これはソハール鉱山では採鉱、選鉱に加えて製錬の操業も行われておりこれらのメンテナンス全体を担当するという考え方によるものである。

本計画による操業規模は、製錬を持たないことからソハール鉱山の操業規模よりも相当小さいものとなる見込みなので、エンジニアリング部門を独立させることはしなかった。

補助及び管理部門の想定される組織図を第6章のFig.6-1(4)、(5)に示した。

また補助及び管理部門の事務所等の建家、操業に必要な資材の倉庫等の施設の建設起業費はUS\$275,200である (Table 8-2)。

補助及び管理部門の操業時のコストは、人件費US\$816,700/年、物品費US\$750,200/年、合計US\$1,566,900/年である。

第6章 組織及び人員計画

本開発計画における組織及び人員計画に関する基本的な考え方は、第5章に述べたエンジニアリング部門に関しての考え方を除き、現在操業中で操業環境の類似しているソハール鉱山の考え方を踏襲した。

エンジニアリング部門に関しては、選鉱工場の保守管理は選鉱部門中の保全係が行い、採鉱の重機の保守管理は採鉱部門中の重機修理係が行うこととしている (Fig. 6-1 (2)、(3))。

各部門の人員面では人数を出来る限り削減し効率の良い組織を目指したが、一方ではオマニゼーションを組織的に推進するため、操業開始後5年間は若干の人員増を見込んだ。

具体的には中堅技術者層から中堅作業員層までのクラスの新人要員20名に1年間の現場教育を中心とする職業訓練を行い、それを5年間繰り返し継続することとした。これにより100名のオマーン人従業員の育成を行い、外国人従業員と置き換える計画である。

鉱山操業開始時のオマーン人比率をソハール鉱山の現状から推定すると、当初からオマーン人化が可能なものは採鉱のダンプトラックの運転手等のみで、その比率は全従業員の30%未滿と予想されるが、本オマニゼーション計画を推進することにより、5年後には全従業員の50%以上に向上させる事が可能である。

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

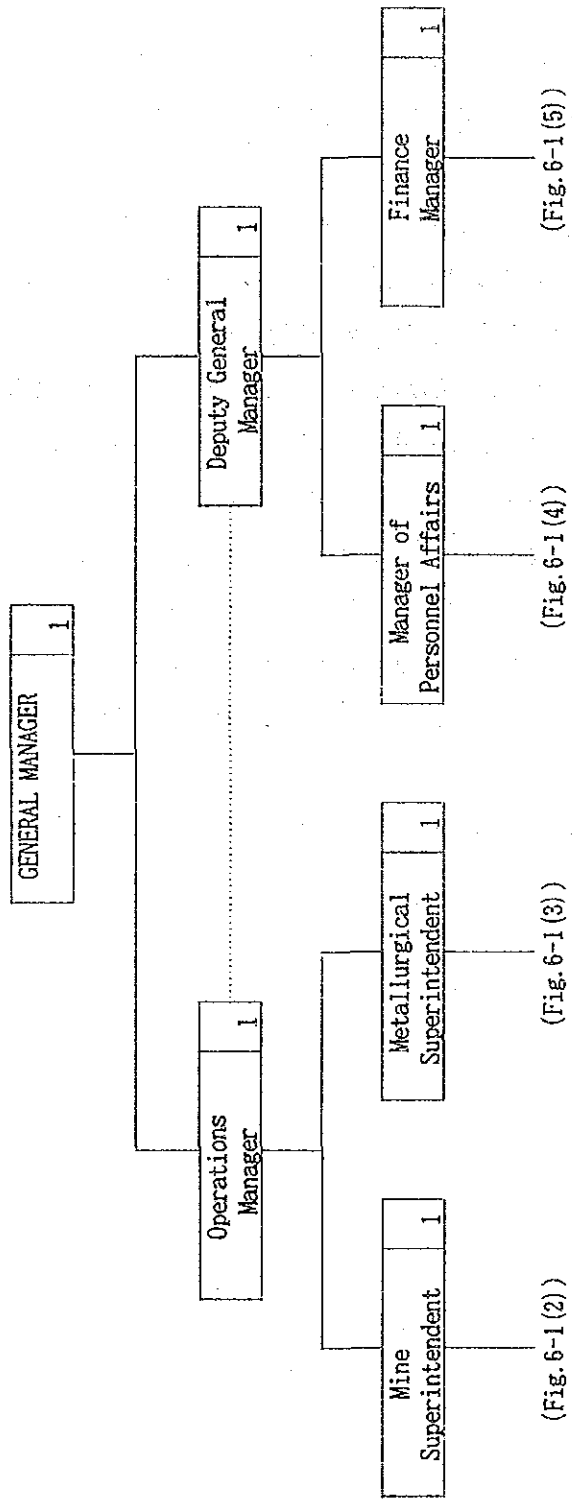


Fig. 6-1 Proposed organization for mine operation (1)

METALLURGICAL DEPARTMENT

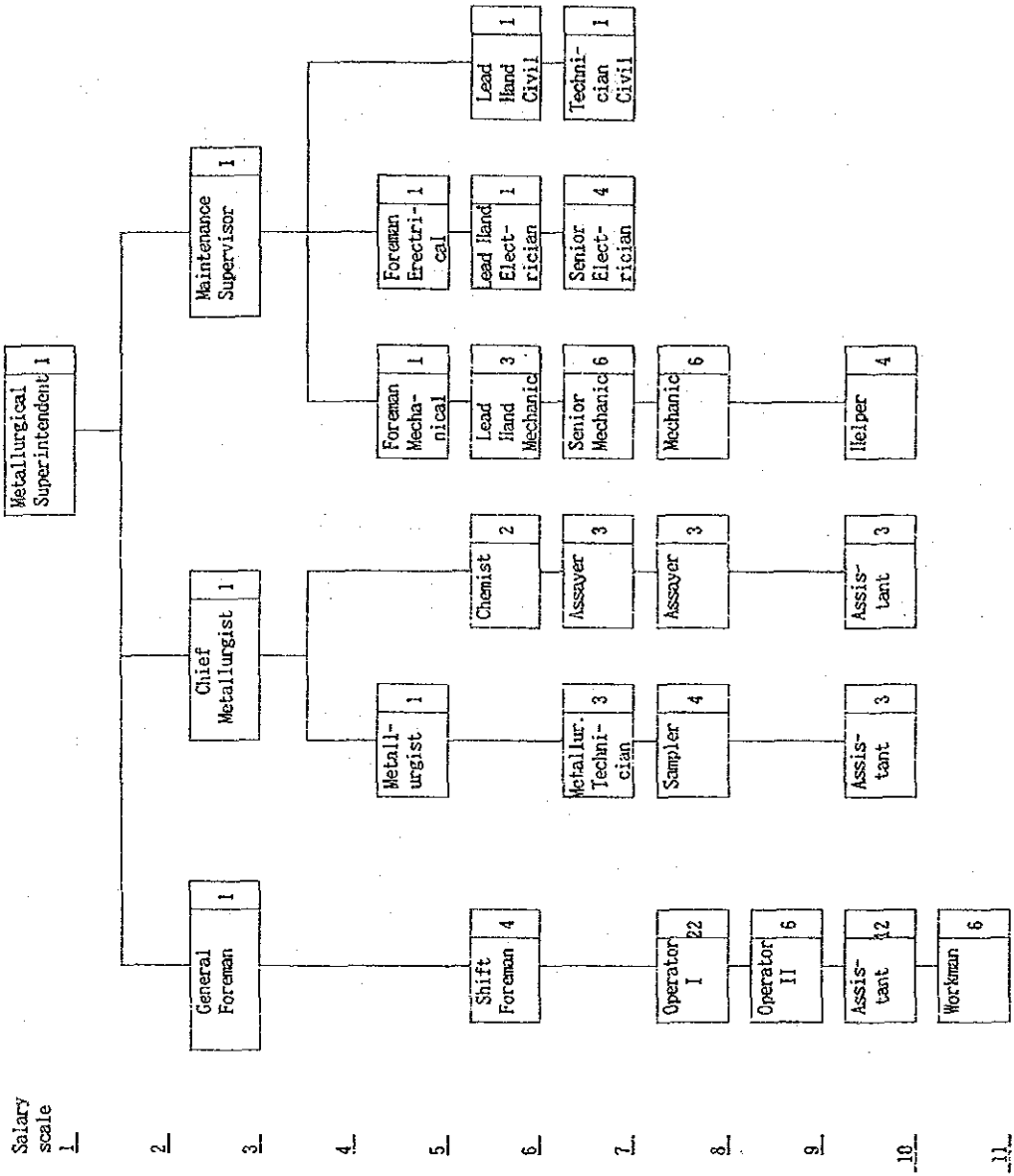


Fig. 6-1 Proposed organization for mine operation (3)

SUPPORT SERVICE - ADMINISTRATION

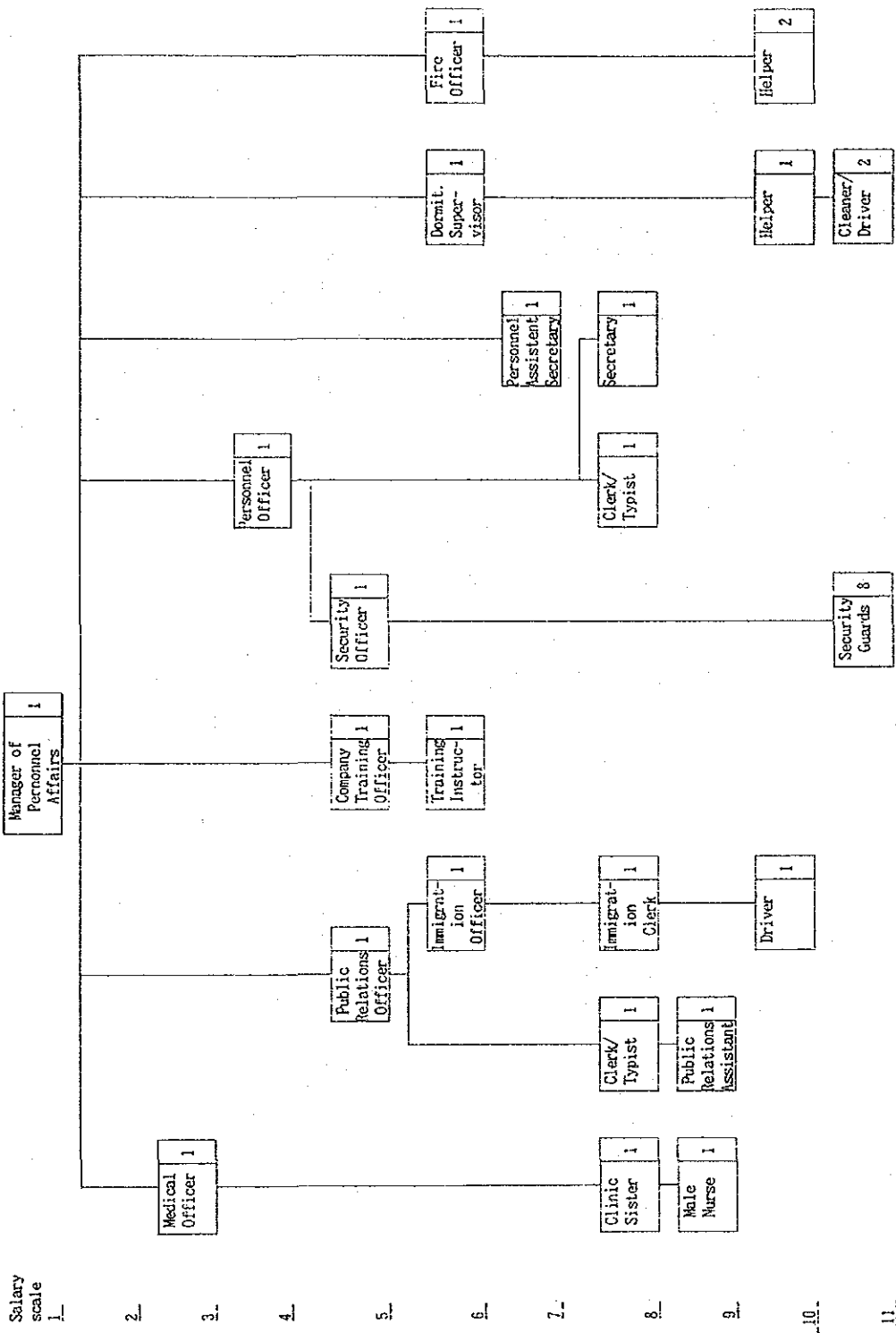


Fig. 6-1 Proposed organization for mine operation (4)

SUPPORT SERVICE - FINANCE

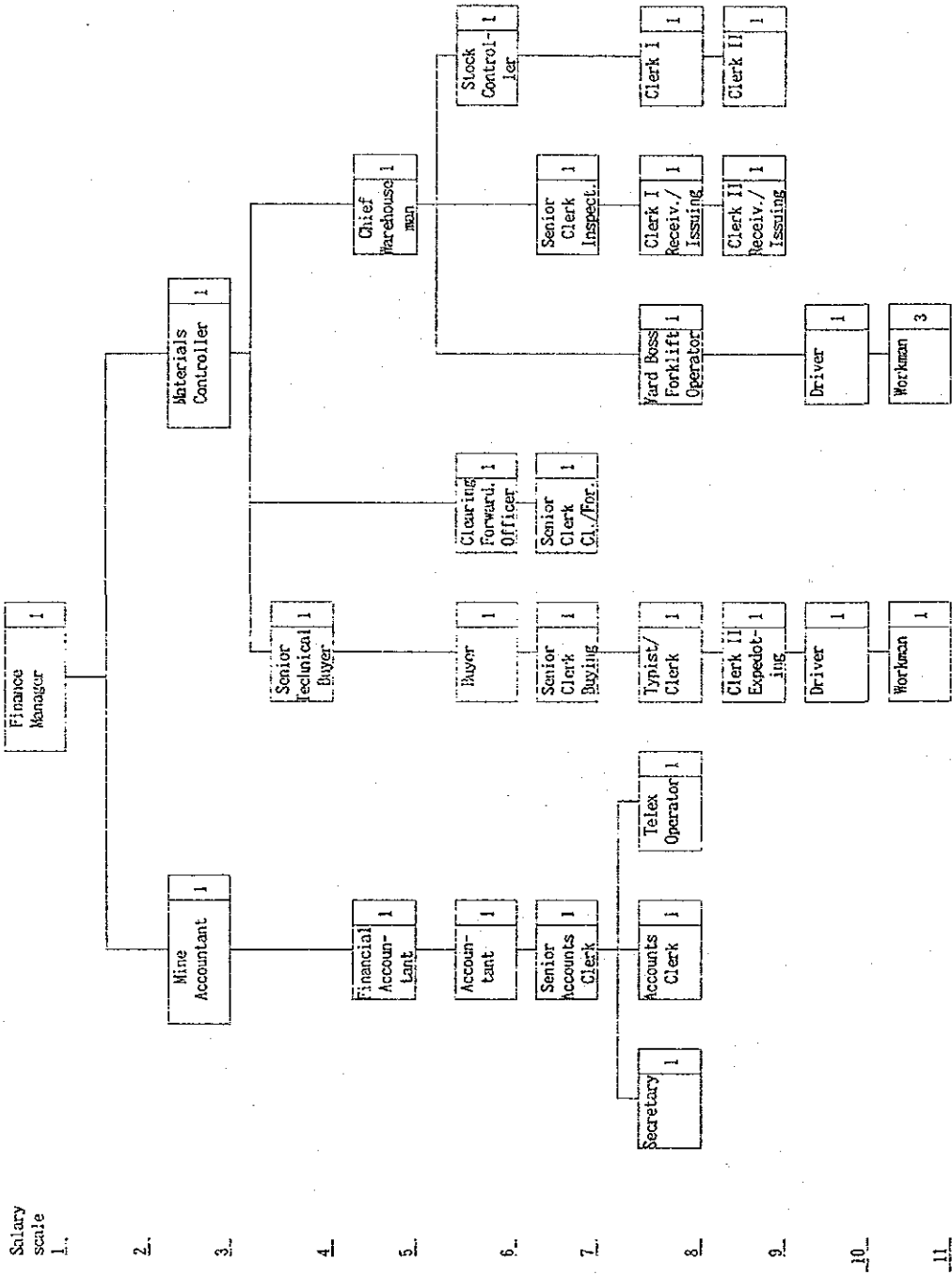


Fig. 6-1 Proposed organization for mine operation (5)

Table 6-1 Proposed manpower salary and wage

Salary		Mining		Concentrator		Finance		Administration		Trainee		Total	
Grade	Scale	Num.	Amount	Num.	Amount	Num.	Amount	Num.	Amount	Num.	Amount	Num.	Amount
G.M.	3,300					1	3,300			0		1	3,300
M.	3,000					2	6,000			0		2	6,000
1	2,670	1	2,670	1	2,670	1	2,670			0		4	10,680
2	2,370	1	2,370		0		0			0		1	2,370
3	2,150	4	8,600	3	6,450	2	4,300	1	2,150	2	4,300	12	25,800
4	1,910	3	5,730		0	1	1,910	1	1,910		0	5	9,550
5	1,620	5	8,100	3	4,860	2	3,240	3	4,860	2	3,240	15	24,300
6	1,370	20	27,400	11	15,070	4	5,480	4	5,480	8	10,960	47	64,390
7	930	5	4,650	17	15,810	4	3,720	1	930	4	3,720	31	28,830
8	760	60	45,600	35	26,600	7	5,320	5	3,800	4	3,040	111	84,360
9	600	69	41,400	6	3,600	3	1,800	2	1,200		0	80	48,000
10	450	24	10,800	22	9,900	2	900	4	1,800		0	52	23,400
11	330	9	2,970	6	1,980	4	1,320	10	3,300		0	29	9,570
Total		201	150,290	104	86,940	30	30,660	35	37,400	20	25,260	390	340,550

Salary scale calculation

R.	O.		Ave. x 1.40	x 2.6
	min.	max.		
				3,300
				3,000
	650	700	733	1,026
	550	650	650	910
	500	625	591	828
	450	600	520	720
	450	600	450	600
	350	500	390	540
	275	400	340	490
	205	300	210	310
	170	225	170	270
	110	180	135	235
	85	120	105	185
	65	90	80	130
			91	128

* 1.4 : Average factor of overtime, overhead and catering

* 2.6 : Exchange rate (US\$/R.O.)

第7章 インフラストラクチャー

7-1 輸送

7-1-1 資機材輸送

鉱山建設用及び操業用の資機材の輸送経路は、現地調査の結果から、マスカット～ニズワ～イブリ～ヤンクル～鉱山建設予定位置が妥当である。この内マスカット～ヤンクル間(365km)は良好な舗装道路であり、大型トレーラートラックを含む陸上輸送に適している。ヤンクル～鉱山予定位置間(13km)の道路は舗装されていないが、モーターグレーダー等による整備を実施すれば上記陸上輸送は可能である。モーターグレーダー等の購入費及びこの間の道路整備コストは、採鉱計画に含まれている。

7-1-2 精鋼輸送

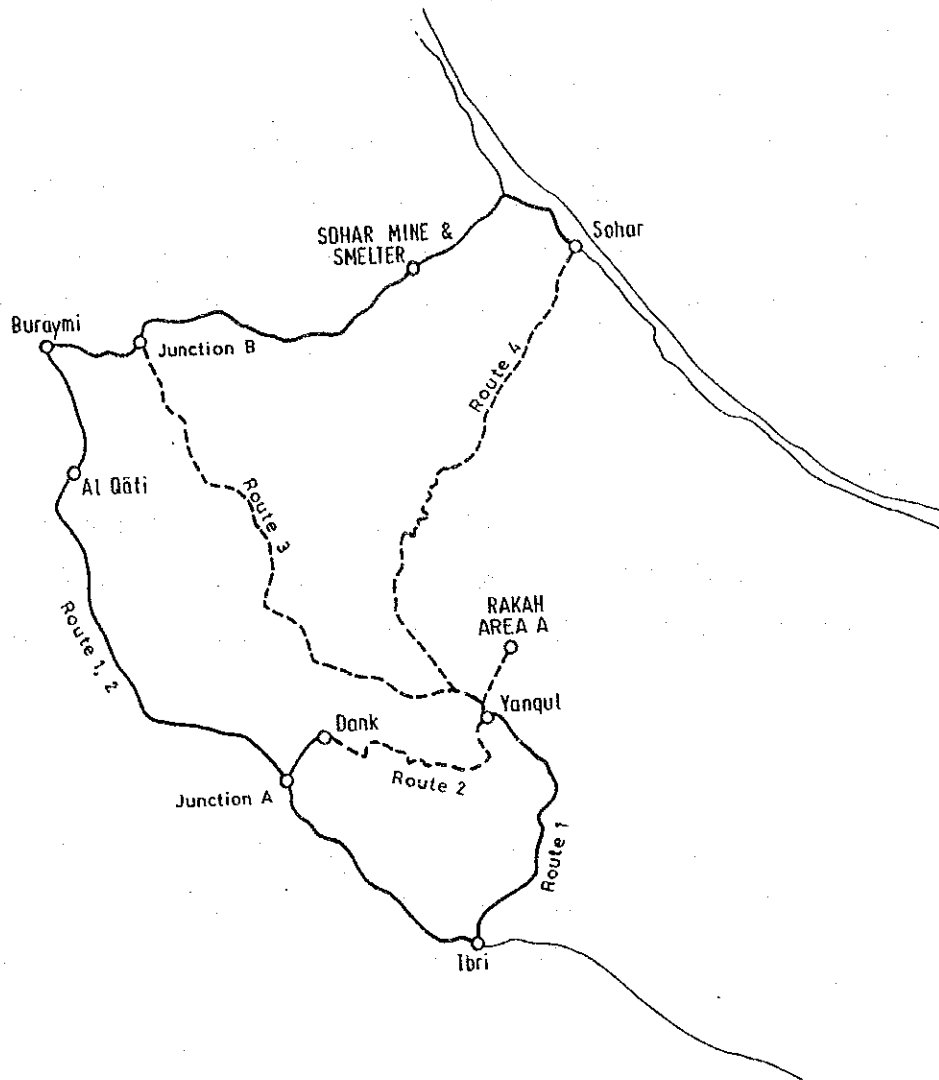
(1) 輸送ルート

選鉱工場で産出された銅精鉱はトラック輸送によりソハール製錬所に送られる。Fig.7-1 に示す輸送ルートについて、第1年次及び最終年次に現地調査を実施した。4ルートの内ルート3及びルート4は輸送距離は短いが全線の約70%が未舗装であり、いずれもオマーン山脈を横切るので勾配及びカーブの点で厳しいものであり、将来舗装されたとしても、トラック輸送上満足すべき道路にはならない。従って、当面ヤンクル以降全面舗装のルート1を採択し、将来、国による道路改修工事によりヤンクル～ダング間が舗装されるならば、輸送距離が短縮されるためルート2に切り替える計画である。

(2) 輸送方法

精鉱生産量 (乾量)	171 t/日
(湿量)	190 t/日
所用トラック	20tダンプトラック × 10台
積み込み機	2.3 m ³ ホイールローダー × 1台

ろ過脱水された銅精鉱は一旦貯鉱場にたい積した後、これをホイールローダーでトラックに積み込む。輸送は常態として1日1トリップである。トラックとローダーの購入費は選鉱起業費に織り込んである。またトラックの運転、管理は全て請負業者に実施させることを前提に計画した。



Route	Paved road	Gravel road		Total
		Minesite -Yanqul	Yanqul-	
	(km)	(km)	(km)	(km)
1	275	13	0	288
2	186	13	42	241
3	60	11	101	172
4	40	11	110	161

Fig. 7-1 Haulage road for copper concentrate

7-2 用水

本開発計画による鉱山操業では主に選鉱操業のため、本報告書の3-2-4選鉱系統の(7)選鉱用水に述べたように毎分1.5m³、一日当たり約2,200m³の新水を必要とする。選鉱以外の部門の用水必要量は極めて少ない。新水が確保出来るか否かは、本プロジェクトの死命を制する問題であるが、利水権の問題を別とすれば、現地調査の結果技術的には新水の確保は地下水の利用により可能であると考えられる。なお、ポンプ及びパイプライン建設費は選鉱起業費中に織り込んである。Fig.7-2に予想されるパイプラインの位置図を示した。

7-3 電力

予想電力需要は主に選鉱操業のため約4,000kwであり選鉱以外の部門の使用量は極めて少ない。この電力はハイル変電所から約23kmの送電線を建設する事により供給される。建設費等については本報告書3-2に述べられており、選鉱起業費中に織り込んである。また送電線位置図をFig.7-2に併せて示す。

7-4 通信

オマーンにおける通信網は主要都市間のマイクロウェーブと近距離域内の有線により構成されている。本プロジェクトではヤンクル電話局から約13kmの有線による電話回線を設置する事により電話及びファクシミリによる通信手段を得ることとした。なお、この起業費としてUS\$104,800を計上した。

7-5 住宅施設

本プロジェクトの住宅施設は、ヤンクルの市街地に設けることとした。ヤンクルには従業員やその家族の生活に必要な商店、学校、クリニック、モスLEM教会等諸施設が整っている。

社宅の戸数は、現在操業中のソハール鉱山の従業員数と社宅数の比率を本計画の従業員数に乗ずることにより算定した。この内高級社宅は各マネージャー及び採鉱、選鉱課長用であり中級社宅はサラリーグレード5級以上の妻帯者用である。同6級以下の従業員の妻帯者には低級社宅を当てる。また単身者はサラリーグレードに従って独身者用の寮のそれぞれのグレードの部屋に入ることとなる。なおソハール鉱山同様、かなりの数のオマーン人従業員が自宅から通勤することとなる見込みである。

建設する社宅の数は以下の通りであり、建設費はUS\$2,849,000である。

妻帯者用	
高級	7 戸
中級	17 戸
低級	25 戸
独身者用	103 室

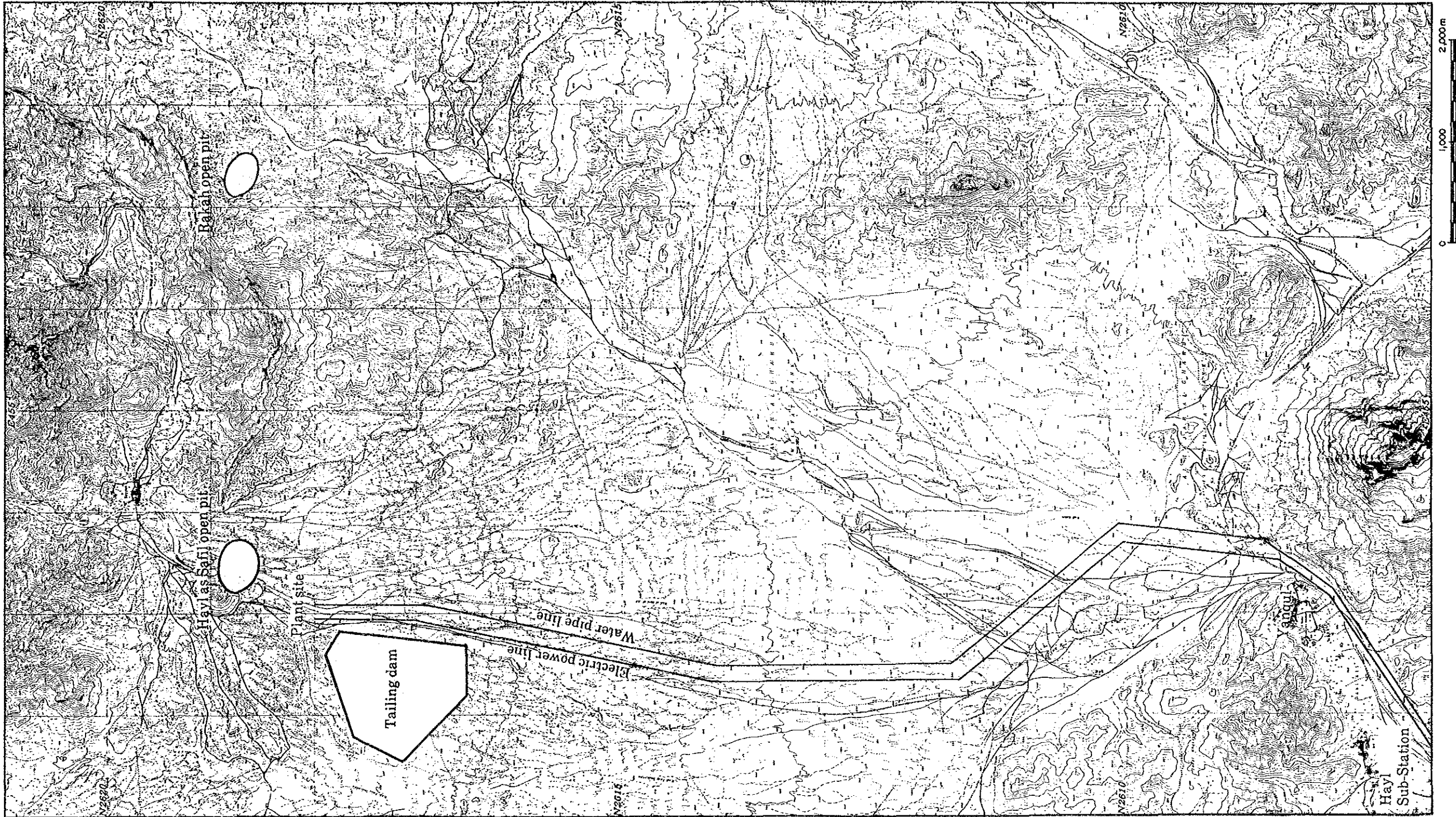
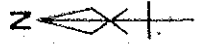


Fig. 7-2 Proposed water pipe line and electric power line

第8章 起業費、追加投資及び操業費

8-1 起業費及び追加投資

(1) 起業費

本開発計画に必要な起業費は総額US\$54,815,500である。その内訳をTable 8-1に示す。直接建設費として採鉱及び選鉱部門の合計はUS\$40,735,300であり総起業費中に占める比率は約75%である。また補助及び管理部門、インフラストラクチャーに関する建設費はUS\$6,060,300で約11%である。

これらの内主要な採鉱重機、選鉱機械類についてはそれぞれの代理店から見積を取り積算した。またそれ以外の建設費については、Bureau of Mines Cost Estimating System Handbook等を参考にして現時点で最も妥当と考えられる推定値を使用した。

さらに予備費として上記直接建設費の5.4%を計上した。また建設のための詳細設計費、施工管理費として11.8%を計上した。

Table 8-1 Summary of construction cost

Item	Construction cost	Percentage
	(US\$1,000)	(%)
Mining	19,172.7	35.0
Concentrator	21,562.6	39.3
Mine general items	2,935.6	5.4
Infrastructure	3,124.7	5.7
Sub-total	46,795.6	85.4
Contingency	2,506.3	4.6
Design, Engineering and Construction management fee	5,513.6	10.1
Sub-total	8,019.9	14.6
Total	54,815.5	100.0

(2) 追加投資

追加投資として操業開始以降の年度に計上した起業費は、操業初年度に行うラカー鉱床の剥土工事費及び採鉱重機の追加或は更新費である。ラカー鉱床の剥土工事費はUS\$1,410,300、重機購入費はUS\$1,917,700である。

起業費及び追加投資の年度別詳細計画をTable 8-2に示す。

(3) 操業費

操業費はBureau of Mines Cost Estimating System Handbook等を参考にして算定した。

採鉱操業費は、採鉱処理費を運搬距離の差からラカー鉱床の鉱石とそれ以外（ハイル・アス・サヒル鉱床の鉱石及び両鉱床のズリ）とに分けて計算した。ラカー鉱床の鉱石処理費はUS\$1.539 / トン、それ以外はUS\$1.121 / トンである。

選鉱費はUS\$4.462 / トンである。補助及び管理部門の操業費はUS\$1,566,900 / 年、精鉱輸送費はUS\$10.0 / トンである。

この他にオマニゼーション推進のための新人従業員教育費として、US\$303,100 / 年を操業開始後5年間計上している。

以上の計算根拠による年度別操業費を次章のTable 9-3 の直接操業費 (Direct operating cost) に示す。

Table 8-2 Initial and additional investment schedule

(Unit : US\$1,000)

Items	Total	Initial Investment		Additional Investment														
		Year -2	Year -1	Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8							
(MINING)																		
Production Development	9,310.0	7,540.0	350.0	440.0														
Mining Heavy Equipment Purchasing	22.2	22.2																
Clearing	2,796.8	1,398.4	1,398.3	497.7														
Drill & Blast Overburden & Waste	497.7																	
Haul as Safil																		
Rakah																		
Excavation, Load & Haul	7,918.6	3,959.3	3,959.3															
Haul as Safil	1,410.3			1,410.3														
Rakah	545.2	545.2																
Wadi Diversion	22,500.8	13,485.1	5,707.6	2,348.0	0.0	350.0	630.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Sub-total																		
(CONCENTRATOR)																		
Concentrator Construction	1,615.8																	
Primary Crushing	3,166.7																	
Secondary & Tertiary Crushing	6,458.4																	
Grinding & Flotation	1,799.3																	
Concentrate & Tailing	1,400.2																	
Mill Water Supply	3,503.6	1,500.0																
General Works	1,618.6																	
Concentrate Haulage	2,000.0	500.0	1,500.0															
Tailing Dam Construction	21,562.6	2,000.0	19,562.6	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Sub-total																		
(MINE GENERAL ITEMS)																		
Land Acquisition	620.0	620.0																
Communication System	104.8	52.4	52.4															
Fueling System	75.9	75.9																
Offices for Mining & Concentrator	393.5																	
Heavy Equipment Repair Shop	1,010.3	252.6																
Warehouses	116.2																	
Surface Buildings	159.0																	
Drainage System	156.0																	
Construction Materials Transportation Cost	300.0	30.0	270.0															
Sub-total	2,935.6	1,930.8	1,904.8	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
(INFRASTRUCTURE)																		
Access Road	275.7																	
Townsite	2,849.0																	
Sub-total	3,124.7	0.0	3,124.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Total	50,123.8	16,495.9	30,299.8	2,348.0	0.0	350.0	630.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Contingency	2,506.2	883.5	1,622.7															
Design, Engineering & Construction Management Fee	5,513.6	1,943.6	3,570.0															
Sub-total	8,019.8	2,827.1	5,192.7															
Grand Total	58,143.6	19,323.0	35,492.5	2,348.0	0.0	350.0	630.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0

第9章 総合評価

9-1 財務分析

(1) 年度別生産計画

年度別生産計画を、第2章のTable 2-6、2-7及び第3章のTable 3-21から計算し、Table 9-1に示す。銅の選鉱実収率は、各年毎の粗鉱銅品位の変動に対応して変動させた。

操業8年間で銅精鉱 473,054トン（銅品位20.0%、金品位5.2g/t）を生産する。

(2) 年度別収入計算

本鉱山開発計画の財務分析及び経済分析の前提条件として、本鉱山は財務的に既存のソハール鉱山、製錬所から独立した事業所であるとみなして計算を行った。また製錬費及び製錬実収率についてはソハール製錬所の実績値ではなく、英国Commodities Research Unit Ltd.社のCopper Studies等を参考とし、現在の世界的に標準的な製錬条件を適用した。これは本鉱山の開発可能性を出来る限り客観的に評価するためである。

本鉱山開発計画を既存のソハール鉱山、製錬所との組合せの枠組みの中で考える場合も本鉱山の客観的な評価が重要な基礎となる。

Table 9-2 に年度別収入計算を示す。計算に使用した金属価格は、銅 100US\$/lb、金400US\$/ozである。これは最近30年間の金属価格の推移から推定した。

銅精鉱の量、品位は前述のTable 9-1 による。これに製錬実収率を乗ずることにより支払い対象金属量を計算した。

この支払い対象金属量に金属価格を乗じたものから製錬費を差し引いたものが鉱山手取りとなる。8年間の鉱山手取り合計はUS\$177,131,600である。

(3) 損益計算及びキャッシュ・フロー計画

損益計算及びキャッシュ・フロー計画をTable 9-3 に示す。鉱山手取り額は上述のTable 9-2による。直接操業費は第8章に述べたものである。

損益計算中、ロイヤルティはオマーン国のMINING PERMITS REGULATIONS, Second Schedule に従って計算した。具体的には鉱山手取り額から精鉱輸送費を差し引いた額に5.0%を乗じた金額である。

減価償却費は、鉱山の粗鉱産高比例法により計算した。追加投資に関しては投資の翌年以降の産高に比例させて償却した。

支払い金利は、当該年度期初における借入れ金残高に対して金利10.0% で計算した。

所得税は、1989年に改訂されたオマーン国の税法によって計算した。具体的には税引き前年間利益が30,000 R.O. までは無税、200,000 R.O. まででは5.0%、これを越える額に対しては7.5%が課税される。また累積損失がある場合はこれを控除する。

8年間の合計で、税引き前利益はUS\$871,800、所得税US\$272,400を支払い税引き後利益はUS\$599,400である。なお銅ポンド当り仕上りコストはUS\$99.7である。

キャッシュ・フロー計画の税引き後利益は損益計算の税引き後利益の内、所得税の実際の支払いが翌年となることを考慮して計算した。

初期投資額の25.0%を資本金により、残る75.0%と起業期間中の金利及び操業開始時の運転資金を借入金によった。

起業期間中の金利は、必要資金を当該年度期初に全額借り入れたものとして金利10.0%で計算した。また本費用は償却対象とした。

なお上述の金利及び自己資本比率は現地調査時のMPMとの打ち合せ結果による。

追加投資はTable 8-2による。また運転資金の増減は、運転資金を当該年度の3カ月分の直接操業費に相当する金額を維持するとして計算した。ただしこれは最終年度に全て回収される。

借入金の返済方法は、出来る限り早く返済を進め金利負担を軽くするために、各年度の余剰資金を全額返済に充てることとした。従って余剰資金は借入金返済完了後初めて発生する。また参考のため当該年度末の借入金残高を示している。

本表の最後にプロジェクトに対する内部収益率と自己資本に対する内部収益率を示した。前者は6.40%、後者は0.50%である。

9-2 経済分析

経済分析のための損益計算及びキャッシュ・フロー計画をTable 9-4に示す。本表を導くための年度別生産計画及び年度別収入計算は前節のものと同一である。

本表の計算で財務分析の計算から変更した点は、ロイヤルティと所得税を免除したことである。

直接操業費中の人件費に関してはオマーン国の現状、すなわち失業率が極めて低くインド、パキスタン、フィリピン等の外国人労働者が多数雇用されていることを考慮すると調整の余地は無い。また物品費に関しても、ほとんどの鉱山用資機材が輸入品とならざるを得ないことから調整の余地は無い。

この結果、プロジェクトに対する内部収益率は8.90%、自己資本に対する内部収益率は7.96%となる。

9-3 感度分析

本プロジェクトの財務分析に於ける、プロジェクトに対する内部収益率に関する感度分析を実

Table 9-1 Annual production schedule

	Year -2	Year -1	Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Total
Mining Production											
Tonnage											
Ore :			848.2	1,080.0	1,080.0	1,080.0	1,080.0	1,080.0	1,080.0	1,080.0	8,408.2
Waste			3,850.6	3,506.8	3,151.5	2,859.7	1,869.2	1,210.4	1,091.3	854.7	30,394.2
Total			4,698.8	4,586.8	4,231.5	3,939.7	2,949.2	2,290.4	2,171.3	1,934.7	38,802.4
Grade											
Copper			1.34	1.46	1.39	1.56	1.38	0.91	1.17	0.92	1.26
Gold			0.59	0.70	0.71	0.69	0.47	0.57	0.62	0.38	0.59
Content											
Copper			11,399.6	15,762.9	15,062.5	16,836.2	14,875.2	9,881.1	12,658.2	9,884.4	106,360.1
Gold			497.77	754.84	764.60	748.59	510.65	620.03	669.56	405.28	4,971.32
Concentrate											
Tonnage			50,768.1	70,405.0	67,171.2	75,367.2	66,313.6	43,432.4	56,139.1	43,456.8	473,053.5
Grade											
Copper			20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0
Gold			5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2
Copper recovery			89.07	89.33	89.19	89.53	89.16	87.91	88.70	87.93	88.95
Content											
Copper			10,153.6	14,081.0	13,434.2	15,073.4	13,262.7	8,686.5	11,227.8	8,591.4	94,610.7
Gold			263.99	366.11	349.29	391.91	344.83	225.85	291.92	225.98	2,459.88

Table 9-2 Estimated annual revenue

	Metal Price		Smelter Terms										Total
	Copper	Gold	Copper					Gold					
			T/C	R/C	Recovery (%)	(us\$/dmt)	(us\$/troz)	R/C	Recovery	(g/t-1.0) x98%			
Year -2	Year -1	Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Year 8		
Concentrate													
Tonnage			50,768.1	70,405.0	67,171.2	75,367.2	66,313.6	43,432.4	56,139.1	43,456.8	473,053.5		
Grade													
Copper			20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0
Gold			5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2
Content													
Copper			10,153.6	14,081.0	13,434.2	15,073.4	13,262.7	8,586.5	11,227.8	8,691.4	94,610.7		
Gold			283.99	366.11	349.29	391.91	344.83	225.85	291.92	225.98	2,459.88		
Payable Metal Content													
Copper	(1,000lb)		21,489.3	29,801.3	28,432.4	31,901.7	28,069.5	18,384.2	23,762.7	18,394.5	200,235.6		
Gold	(troz)		6,718.3	9,316.9	8,888.9	9,973.5	8,775.4	5,747.5	7,429.0	5,750.7	62,600.3		
Metal Price													
Copper	(US\$/lb)		100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Gold	(US\$/troz)		400.00	400.00	400.00	400.00	400.00	400.00	400.00	400.00	400.00	400.00	400.00
Gross Revenue													
Copper	(US\$1,000)		21,489.3	29,801.3	28,432.4	31,901.7	28,069.5	18,384.2	23,762.7	18,394.5	200,235.6		
Gold	(US\$1,000)		2,687.3	3,726.7	3,555.6	3,989.4	3,510.2	2,299.0	2,971.6	2,300.3	25,040.1		
Total	(US\$1,000)		24,176.6	33,528.0	31,988.0	35,891.1	31,579.6	20,683.2	26,734.4	20,694.8	225,275.7		
Realization Costs													
Copper T/C	(US\$1,000)		3,299.9	4,576.3	4,355.1	4,898.9	4,310.4	2,823.1	3,649.0	2,824.7	30,748.5		
R/C	(US\$1,000)		1,826.6	2,533.1	2,416.8	2,711.6	2,385.9	1,562.7	2,019.8	1,563.5	17,020.0		
Gold R/C	(US\$1,000)		40.3	55.9	53.3	59.8	52.7	34.5	44.6	34.5	375.6		
Total	(US\$1,000)		5,166.8	7,165.3	6,836.2	7,670.4	6,748.9	4,420.2	5,713.5	4,422.7	48,144.1		
Net Revenue	(US\$1,000)		19,009.8	26,362.7	25,151.8	28,220.7	24,830.7	16,263.0	21,020.9	16,272.1	177,131.6		

Table 9-3 Annual profit (loss) and cash flow (financial evaluation)

	Year -2	Year -1	Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Total	IRR	
												Metal Price	
												(US\$/lb)	(US\$/troz)
												100	6.40% as R.O.I.
												400	0.50% as R.O.E.
(Unit : US\$1,000)													
(PROFIT & LOSS STATEMENT)													
1. NET REVENUE			19,009.8	26,362.7	25,151.8	28,220.7	24,839.7	16,283.0	21,020.9	16,272.1	177,131.6		
2. COSTS													
Direct Operating Costs													
Mining			2,872.9	5,258.6	4,870.3	4,543.2	3,432.9	2,694.4	2,560.8	2,295.7	28,538.8		
Concentrator			3,784.7	4,819.0	4,819.0	4,819.0	4,819.0	4,819.0	4,819.0	4,819.0	37,517.4		
Supporting			1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	12,536.2		
Conc. Transportation			507.7	704.0	671.7	753.7	663.1	434.3	561.4	434.5	4,730.5		
Training Cost			303.1	303.1	303.1	303.1	303.1	0.0	0.0	0.0	1,515.6		
Sub-total			9,035.3	12,661.7	12,231.0	11,985.9	10,785.0	9,514.5	9,508.1	9,116.1	84,837.5		
Royalty			925.1	1,282.9	1,224.0	1,373.4	1,208.4	791.4	1,023.0	791.9	8,620.1		
Depreciation			6,001.1	7,976.5	7,976.5	8,046.5	8,204.0	8,204.0	8,204.0	8,204.0	62,815.4		
Interest	10.00%		4,894.3	4,614.6	3,925.0	3,172.0	2,059.9	961.8	448.1	0.0	19,985.8		
Total Costs			20,765.8	26,535.7	25,356.5	24,577.7	22,257.3	19,471.8	19,183.7	18,111.9	176,259.8		
3. PROFIT BEFORE TAX			-1,756.0	-173.0	-204.7	3,643.0	2,573.4	-3,208.8	1,837.7	-1,839.9	871.8		
4. INCOME TAX			0.0	0.0	0.0	96.3	176.1	0.0	0.0	0.0	272.4		
5. NET PROFIT AFTER TAX			-1,756.0	-173.0	-204.7	3,546.7	2,397.3	-3,208.8	1,837.7	-1,839.9	599.4		
(CASH FLOW STATEMENT)													
Net Profit After Tax			-1,756.0	-173.0	-204.7	3,546.7	2,397.3	-3,208.8	1,837.7	-1,839.9	599.4		
Depreciation			6,001.1	7,976.5	7,976.5	8,046.5	8,204.0	8,204.0	8,204.0	8,204.0	62,816.4		
Equity			13,703.8								13,703.8		
Loan			6,181.0	41,862.4							48,043.4		
Capital Expenditure			-19,322.9	-35,492.4							-54,815.4		
Interest During Construction			-561.9	-4,111.2							-4,673.1		
Additional Capital Expenditure											-3,328.0		
Working Capital Increase (Decrease)			-2,258.8								0.0		
Loan Repayment			-1,897.1	-6,896.8	-7,529.5	-11,120.8	-10,981.3	-5,136.7	-4,481.2	0.0	-48,043.4		
Net Generated Cash			48,043.4	46,146.4	39,249.5	20,599.2	9,617.9	4,481.2	0.0	0.0	14,303.2		
(RATE OF RETURN)													
Net Generated Cash			0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	5,562.1	8,741.1	14,303.2		
Capital Expenditure			-19,884.9	-41,862.4					4,481.2	0.0	-61,747.3		
Repayment Flow Adjustment			1,897.1	6,896.8	7,529.5	11,120.8	10,981.3	5,136.7	4,481.2	0.0	48,043.4		
Interest Flow Adjustment			4,894.3	4,614.6	3,925.0	3,172.0	2,059.9	961.8	448.1	0.0	19,985.8		
Cash Flow Out and In			6,701.4	11,511.5	11,454.4	14,292.8	13,041.2	6,088.5	10,491.4	8,741.1	20,585.2		
Discounted Cash Flow at 6.40%			5,563.9	8,882.9	8,400.9	9,852.4	8,449.2	3,713.5	6,094.4	4,701.9	-0.0		
(RATE OF RETURN TO THE EQUITY)													
Net Generated Cash			0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	5,562.1	8,741.1	14,303.2		
Capital Expenditure			-13,703.8						0.0	0.0	-13,703.8		
Cash Flow Out and In			-13,703.8	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	5,562.1	8,741.1	599.4		
Discounted Cash Flow at 0.50%			-13,635.9	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	5,318.7	8,317.2	-0.0		

Table 9-4 Annual profit (loss) and cash flow (economic evaluation)

	Year -2	Year -1	Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Total	Metal Price		
												(US \$/lb)	IRR	
												Copper Gold	8.90% as B.O.I. 7.96% as F.O.E.	
(Unit : US\$1,000)														
(PROFIT & LOSS STATEMENT)														
1. NET REVENUE			19,009.8	25,382.7	25,151.8	28,220.7	24,830.7	16,263.0	21,020.9	16,272.1	177,131.6			
2. COSTS														
Direct Operating Costs														
Mining			2,672.9	5,288.6	4,870.3	4,543.2	3,432.9	2,694.4	2,560.8	2,295.7	28,538.8			
Concentrator			3,784.7	4,819.0	4,819.0	4,819.0	4,819.0	4,819.0	4,819.0	4,819.0	37,517.4			
Supporting			1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	1,566.9	12,535.2			
Conc. Transportation			507.7	704.0	571.7	753.7	663.1	494.3	561.4	434.6	4,730.5			
Training Cost			303.1	303.1	303.1	303.1	303.1	0.0	0.0	0.0	1,515.6			
Sub-total			9,035.3	12,661.7	12,231.0	11,985.9	10,785.0	9,514.5	9,508.1	9,116.1	84,837.5			
Royalty			0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0			
Depreciation			5,001.1	7,976.5	7,976.5	8,046.5	8,204.0	8,204.0	8,204.0	8,204.0	62,816.4			
Interest			4,804.3	4,522.1	3,694.9	2,795.5	1,509.6	225.9	0.0	0.0	17,553.4			
Total Costs			19,840.7	25,160.3	23,992.4	22,828.9	20,498.6	17,944.5	17,712.1	17,320.1	165,207.4			
3. PROFIT BEFORE TAX			-830.9	1,221.4	1,249.4	5,391.8	4,332.1	-1,681.5	3,308.8	-1,048.0	11,924.2			
4. INCOME TAX			0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0			
5. NET PROFIT AFTER TAX			-830.9	1,221.4	1,249.4	5,391.8	4,332.1	-1,681.5	3,308.8	-1,048.0	11,924.2			
(CASH FLOW STATEMENT)														
Net Profit After Tax			-830.9	1,221.4	1,249.4	5,391.8	4,332.1	-1,681.5	3,308.8	-1,048.0	11,924.2			
Depreciation			6,001.1	7,976.5	7,976.5	8,046.5	8,204.0	8,204.0	8,204.0	8,204.0	62,816.4			
Equity			13,703.8								13,703.8			
Loan			8,181.0	41,862.4							48,043.4			
Capital Expenditure			-19,322.9	-35,492.4							-54,815.4			
Interest During Construction			-561.9	-4,111.2							-4,673.1			
Additional Capital Expenditure				-2,253.8							-3,328.0			
Working Capital Increase (Decrease)				0.0	-896.6	61.3	309.2	317.5	1.6	2,377.0	0.0			
Loan Repayment			-2,822.2	-8,272.3	-8,983.5	-12,869.6	-12,835.3	-2,259.5	0.0	0.0	-48,043.4			
Net Generated Cash			48,043.4	45,221.3	35,949.0	27,955.4	15,095.8	2,259.5	0.0	0.0	25,628.0			
PRINCIPAL														
(RATE OF RETURN)														
Net Generated Cash			0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	4,580.6	11,514.4	9,533.0	25,628.0			
Capital Expenditure			-19,884.9	-41,862.4							-61,747.3			
Repayment Flow Adjustment			2,822.2	8,272.3	8,983.5	12,869.6	12,835.3	2,259.5	0.0	0.0	48,043.4			
Interest Flow Adjustment			4,804.3	4,522.1	3,694.9	2,795.5	1,509.6	225.9	0.0	0.0	17,553.4			
Cash Flow Out and In			-19,884.9	-41,862.4	12,734.4	15,662.2	14,345.9	7,066.0	11,514.4	9,533.0	29,477.6			
Discounted Cash Flow at			8.90%	-18,260.2	-35,301.2	9,098.1	8,279.0	7,899.6	5,346.7	4,065.0	-0.0			
(RATE OF RETURN TO THE EQUITY)														
Net Generated Cash			0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	4,580.6	11,514.4	9,533.0	25,628.0			
Capital Expenditure			-13,703.8								-13,703.8			
Cash Flow Out and In			-13,703.8	0.0	0.0	0.0	0.0	4,580.6	11,514.4	9,533.0	11,924.2			
Discounted Cash Flow at			7.96%	-12,693.4	0.0	0.0	0.0	2,482.1	5,779.3	4,432.0	-0.0			

施した。その結果をTable 9-5 及びFig.9-1 に示す。感度分析の要素は、銅価格、起業費及び操業費の3項目とした。

Table 9-5 Sensitivity analysis on the FIRR (project)

Cu price	Capital cost	Operating cost				
		+20%	+10%	0%	-10%	-20%
-20%	+20%	-16.24	-12.59	-9.34	-6.37	-3.63
	+10%	-15.02	-11.25	-7.88	-4.81	-1.96
	0%	-13.66	-9.75	-6.25	-3.05	-0.07
	-10%	-12.12	-8.04	-4.39	-1.04	2.08
	-20%	-10.35	-6.08	-2.23	1.30	4.60
-10%	+20%	-8.49	-5.63	-2.96	-0.45	1.92
	+10%	-7.03	-4.05	-1.28	1.32	3.80
	0%	-5.38	-2.28	0.61	3.34	5.89
	-10%	-3.50	-0.26	2.78	5.61	8.19
	-20%	-1.33	2.09	5.28	8.15	10.87
0%	+20%	-2.31	0.13	2.46	4.68	6.73
	+10%	-0.63	1.92	4.34	6.58	8.67
	0%	1.27	3.93	6.40	8.68	10.88
	-10%	3.44	6.18	8.70	11.10	13.43
	-20%	5.91	8.72	11.38	13.94	16.43
+10%	+20%	2.98	5.16	7.15	9.04	10.88
	+10%	4.86	7.03	9.08	11.07	13.00
	0%	6.89	9.13	11.29	13.38	15.42
	-10%	9.19	11.55	13.84	16.06	18.24
	-20%	11.87	14.39	16.84	19.23	21.56
+20%	+20%	7.55	9.41	11.23	13.00	14.72
	+10%	9.48	11.44	13.35	15.21	17.03
	0%	11.69	13.76	15.77	17.74	19.67
	-10%	14.24	16.44	18.58	20.68	22.74
	-20%	17.24	19.59	21.89	24.15	26.37

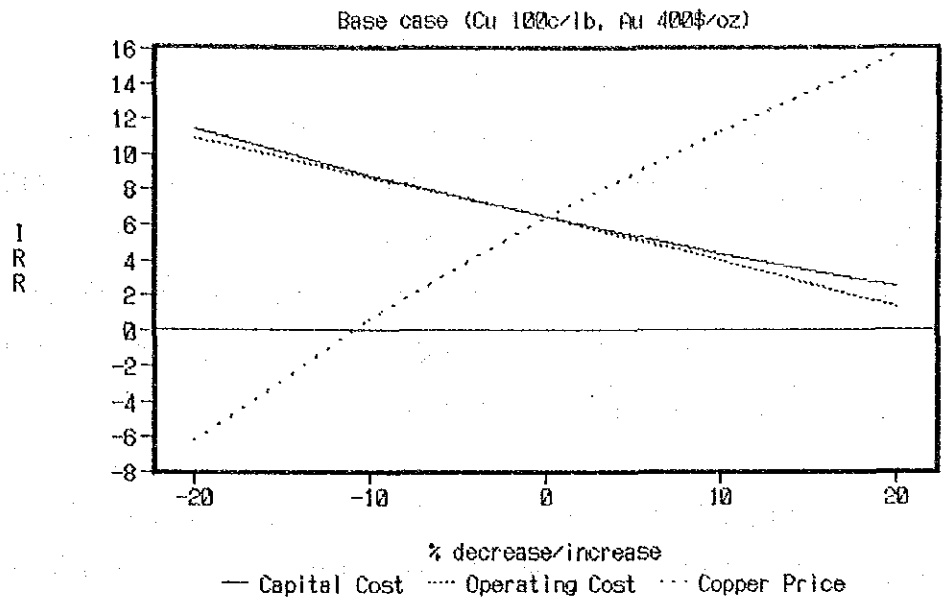


Fig. 9-1 FIRR sensitivity analysis

感度分析のベースケースは、前述の財務分析の計算条件である。

この結果から、起業費或は操業費が20% 削減可能であればプロジェクトに対する内部収益率は10% 以上になる。また銅価格が10% 高い水準であればプロジェクトに対する内部収益率は10% 以上になる。

以上から本プロジェクトのプロジェクトに対する内部収益率は、本感度分析の要素の中では銅価格に対して最も敏感であることが明かである。

第10章 結論

本プレリミナリー・フィジビリティ・スタディーは、ラカー地域で知られているハイル・アス・サhil 鉱床及びラカー鉱床の開発計画及びこれに関連するインフラストラクチャーの整備方針を立案し、その計画に関する総合評価を行うことを目的とし実施された。

調査方法は、ボーリング・コアを試料とする選鉱試験、鉱山建設予定地の現地調査、オマーン国側カウンターパート（MPM）との技術的検討・協議、各種鉱山機械メーカー及び取扱代理店からの見積収集及びそれらの調査結果の解析によった。

その結果、

- ① 本鉱床に坑内採掘法を適用する場合、その銅によるカットオフ品位は1.25% であり、露天掘り採掘法を適用する場合、カットオフ品位は0.35% である。鉱床の形状、高品位部の分布状況等から本鉱床に適用すべき最適な採掘法は、露天掘り採掘法である。露天掘り採掘法の最大許容剥土比は、ハイル・アス・サhil 鉱床が11.3、ラカー鉱床が6.8 である。
- ② 本鉱山の最適操業規模は、予備的計画の財務分析の結果3,000 トン/日であり山命は8 年である。
- ③ 両鉱床のピット設計の結果、採掘対象鉱量は以下の通りである。

	鉱量 (t)	銅品位 (%)	金品位 (g/t)
ハイル・アス・サhil 鉱床	6,284,436	1.28	0.58
ラカー鉱床	2,123,833	1.22	0.62
合計	8,408,269	1.26	0.59

- ④ 鉱体を露出させるため必要な初期剥土量は、ハイル・アス・サhil 鉱床が12,000千トン、ラカー鉱床が3,136 千トンである。またハイル・アス・サhil 鉱床の採掘に先立ち、ワジ(Wadi al Hayl al Ali) の切り替え工事が必要である。

- ⑤ 選鉱試験による各鉱種の選鉱特性は、

ハイル・アス・サhil 鉱 : 銅鉱物と黄鉄鉱の結合が緻密であり且つ鉱石が酸化を受けているので両者の分離はあまり良好ではない。

ラカー・ストックワーク状鉱 : 黄銅鉱、黄鉄鉱共粒径が比較的粗く両者の分離は容易である。

ラカー塊状鉱 : 非常に微細な銅鉱物と硫化鉄鉱物が緻密に結合し、また鉱石が著しく酸化していることから選鉱による選別は全く不可能である。

鉱石中の金は浮選工程で硫化鉄鉱物と挙動を共にして抑制されるため、実収率は50% 以

下である。

- ⑥ 破碎、磨鉱は本計画の作業規模が比較的小さいことから自生粉碎方式によるコスト低減効果が少ないので、3段破碎1段磨鉱の従来方式を採用した。浮選は選鉱試験の結果、銅及び金の実収率が最も高いバルク優先浮選方式を採用した。予想選鉱成績は、精鉱品位銅20.0%、金5.20g/t 実収率は銅88.9%、金49.3%である。選鉱設備の設計に関しては、鉱石を非常に細かく磨鉱する必要があること、銅鉱物の浮遊度が低いため浮選時間が長く多数の浮選機を必要とすることから、起業費作業費共比較的高くなる。
- ⑦ 鉱害防止設備として、捨石たい石場、廃さいたい積場を設計した。またピット廃水処理方法及び採鉱運搬道路の粉じん防止対策を立案した。
- ⑧ 補助及び管理部門として、経理、資材、総務及び人事を設置する。エンジニアリング部門は分割してそれぞれ採鉱、選鉱の部門内に組み込んだ。また採鉱、選鉱、補助及び管理部門の全体的組織及び人員計画を立案した。オマニゼーション推進計画としては5年間で100名の要員を育成し、オマーン人比率を30%未満から50%以上の水準に引き上げる計画を立案した。
- ⑨ インフラストラクチャーの整備方針として、資機材及び精鉱輸送ルートを検討し最適案を決定した。用水に関しては、技術的には地下水の利用により確保可能であるとの見通しを得た。また電力、通信及び住宅施設の計画を立案した。
- ⑩ 年度別建設起業投資及び追加投資計画を立案した。建設起業費はUS\$54,815,500である。また年度別作業費の計画を立案した。
- ⑪ 財務分析のため年度別生産計画表、年度別収入計算表、損益計算及びキャッシュ・フロー計画を作成し、その結果プロジェクトに対する内部収益率6.40%、自己資本に対する内部収益率0.50%を得た。またこの結果に対し感度分析を行った。その結果本プロジェクトの内部収益率は銅の価格に対して最も敏感であることが明らかになった。
- ⑫ 経済分析のため損益計算及びキャッシュ・フロー計画を作成した。その結果プロジェクトに対する内部収益率8.90%、自己資本に対する内部収益率7.96%を得た。

本調査により、以上のような結果が得られハイル・アス・サhil鉱床及びラカー鉱床の開発計画及びこれに関連するインフラストラクチャーの整備方針が解明できた。また本計画に関する総合評価が解明された。

技術的な面の今後の課題として、ゴッサン・ズリ中の金の経済的な回収方法及びラカー塊状鉱に対する浸出法或は特に高品位の鉱石に対する直接製錬処理方法の検討が必要であることが明らかになった。

捨石たい積場及び廃さいたい積場の予定地に対しては、建設に先だって経済的価値を有する鉱床が存在しないことをボーリング等によって確認しておく必要があることが明らかになった。