

資源開発協力基礎調査報告書

地域開発計画調査オマーン国ラカー地域

最終報告書

第3巻

(鉱山開発計画)

平成2年2月

国際協力事業団
金属鉱業事業団

設計書
CR(3)
90-40

資源開発協力基礎調査
地域開発計画調査オマーン国ラカー地域

最終報告書
第3巻

鉱山開発計画

平成2年2月

国際協力事業団
金属鉱業事業団

設計書
CR(3)

資源開発協力基礎調査報告書

地域開発計画調査オマーン国ラカー地域

最 終 報 告 書

第 3 卷

(鉦山開発計画)

平成 2 年 2 月

国 際 協 力 事 業 団

金 属 鉦 業 事 業 団

はしがき

日本国政府はオマーン国政府の要請に応え、同国の北部に位置するラカー地域の鉱物資源開発の可能性を確認するため、地質調査、物理探査、ボーリング調査などの鉱床探査及び鉱山開発のための諸調査を実施することとし、その実施を国際協力事業団に委託した。国際協力事業団は、本調査の内容が地質及び鉱物資源開発の調査という専門分野に属することから、この調査の実施を金属鉱業事業団に委託することとした。

本調査は、昭和63年度から平成元年度までの2ヶ年にわたって実施され、オマーン国政府関係機関である石油鉱物省鉱物局の協力を得て予定どおり完了した。

本報告書は、2年間の調査結果をとりまとめたものであり、総括（第1巻）、探査結果（第2巻）及び鉱山開発計画（第3巻）の3冊の報告書より成る

おわりに、本調査の実施にあたってご協力いただいたオマーン国政府関係機関ならびに外務省、通商産業省、在オマーン国日本国大使館及び関係各位の方々に衷心より感謝の意を表すものである。

平成2年2月

国際協力事業団

総裁 柳谷謙介

金属鉱業事業団

理事長 福原元一

第3巻 目次

第1章 操業規模の検討	1
1-1 カットオフ品位の決定	1
1-2 採掘法の決定	2
1-3 最大許容剥土比	3
1-4 最適操業規模の決定	4
第2章 採 鉱	9
2-1 ピット設計	9
2-2 採掘対象鉱量	9
2-3 開発計画	28
2-3-1 初期剥土	28
2-3-2 剥土方法	28
2-3-3 採鉱重機の選択	28
2-3-4 ワジ切り替え	34
2-3-5 起業費	34
2-4 操業計画	34
2-4-1 生産計画	34
2-4-2 採掘方法	44
2-4-3 操業コスト	44
2-4-4 採鉱組織及び人員計画	45
第3章 選 鉱	47
3-1 選鉱試験	47
3-1-1 試験要項	47
3-1-2 試料の性状、物性調査	55
3-1-3 基礎浮選試験結果	59
3-1-4 総合浮選試験結果	94
3-1-5 試験結果概要	99
3-2 選鉱工場	100
3-2-1 選鉱工場の位置	100
3-2-2 選鉱設計の基本的考え方	100
3-2-3 設計の基準	102
3-2-4 選鉱系統	102

3-2-5 選鉱操業	111
第4章 鉱害防止設備	116
4-1 捨石たい積場	116
4-2 廃さいたい積場	116
4-2-1 廃さいたい積場の位置	116
4-2-2 地形及び土質	116
4-2-3 かん止堤	116
4-2-4 排水設備	117
4-3 その他の設備	117
第5章 補助及び管理	124
第6章 組織及び人員計画	125
第7章 インフラストラクチャー	132
7-1 輸送	132
7-1-1 資機材輸送	132
7-1-2 精鉱輸送	132
7-2 用水	134
7-3 電力	134
7-4 通信	134
7-5 住宅施設	134
第8章 起業費、追加投資及び操業費	139
第9章 総合評価	142
9-1 財務分析	142
9-2 経済分析	143
9-3 感度分析	143
第10章 結論	150
添付図表類	152

第1章 操業規模の検討

1-1 カットオフ品位の決定

ハイル・アス・サヒル鉱床及びラカー鉱床に適用すべき採掘法並びに最適操業規模の決定に先立ち、坑内採掘法及び露天掘り採掘法のそれぞれのカットオフ品位を算定した。計算に使用したコスト等の数値は暫定的数値なので、第2章以降に述べる検討結果とは異なっている。

(1) 坑内採掘法のカットオフ品位

坑内採掘法のカットオフ品位は、減価償却費を含む直接費ベースの損益分岐点に対応する粗銅品位と定義づけ、異なった銅価格のもとで計算を行った。計算結果をTable 1-1 に示す。これにより坑内採掘法のカットオフ品位を 1.25%とすることとした。

Table 1-1 Cut-off grade determination for underground mining

Au price (US\$/troy)		400	400	400	400	400
Cu price (US¢/lb)		80	90	100	110	120
Ore grade		Net value (US¢/ton ore)				
Copper	Gold					
(%)	(g/t)					
1.15	0.646	-594.00	-374.95	-155.90	63.15	282.20
1.20	0.667	-528.27	-299.69	-71.12	157.45	386.03
1.25	0.688	-462.53	-224.44	13.66	251.76	489.85
1.30	0.708	-396.80	-149.18	98.44	346.06	593.68

なおこの計算にはU.S. Bureau of Mines, Cost Estimating System Handbook 等を参考とし、以下に示す前提条件を使用した。

a. 直接操業コスト

採銅費 (US\$/粗銅トン)	10.0
選銅費 (")	4.8
精銅輸送費 (US\$/精銅トン)	10.0
補助管理費 (US\$/粗銅トン)	1.8

b. 減価償却費 (US\$/粗銅トン)	5.7
----------------------	-----

c. 銅精鉱

銅品位 (%)	22.0
銅実収率 (%)	90.0
金実収率 (%)	60.0

d. 製錬条件費

銅T/C (US\$/精鉱トン)	65.0
R/C (US¢/ポンド)	8.5
実収率 (%)	96.0
金R/C (US\$/オンス)	6.0
実収率	(g/t-1.0) x 98.0%

(2) 露天掘り採掘法のカットオフ品位

露天掘り採掘法のカットオフ品位については、ピット設計に当り後に述べる最大許容剥土比と共に使用するという条件のもと、採鉱費を除く直接費（選鉱費等）ベースの損益分岐点に対応する粗鉱銅品位と定義づけた。計算結果をTable 1-2 に示す。これにより露天掘り採掘法のカットオフ品位を 0.35%とすることとした。前提条件は採鉱費及び減価償却費を除き、坑内採掘法の場合と同様である。

Table 1-2 Cut-off grade determination for open pit mining

Au price (US\$/troz)		400	400	400	400	400
Cu price (US¢/lb)		80	90	100	110	120
Ore grade		Net value (US¢/ton ore)				
Copper	Gold					
(%)	(g/t)					
0.25	0.086	-344.87	-297.25	-249.63	-202.01	-154.39
0.30	0.146	-249.96	-192.82	-135.67	-78.53	-21.39
0.35	0.206	-155.05	-88.39	-21.72	44.95	111.61
0.40	0.266	-60.15	16.04	92.23	168.43	244.62

1-2 採掘法の決定

一般に鉱脈型鉱床或は塊状鉱床等で高品位な鉱体が地下深部に賦存する場合、坑内採掘法が適しており、ポーフリー型鉱床のように、低品位大型鉱床が地下浅所に賦存する場合には露天掘

り採掘法が適している。本開発計画では、両鉱床共、次の理由から露天掘り採掘法を採用する事とした。

- ① 鉱体が比較的浅所に賦存する。
- ② 鉱体の高品位部が比較的上部に分布している。
- ③ 両鉱床共銅品位が比較的低く、坑内採掘法のカットオフ品位を上回る鉱量は、地質鉱量ベースで 240万トン程度と極めて少ないが、露天掘りのカットオフ品位を上回る鉱量は 1千万トンを上回り、総可採含銅量は 2 倍程度となる。
- ④ 本鉱床の鉱量の大部分を占めるストックワーク状鉱の良鉱部は鉱化帯中で安定していないので、坑内採掘法で高品位部を選択的に採掘する事は難しいが、露天掘り採掘では低品位鉱も、まとめて採掘するのでこの点は問題とならない。
- ⑤ 降雨量が極めて少なく、露天掘りに適している。
- ⑥ 大規模なズリたい積場がピット近くに得られる。
- ⑦ 経済性のある剥土比でピット設計が可能である。

1-3 最大許容剥土比

露天掘りピット設計の一つのパラメータである、最大許容剥土比を求めた。最大許容剥土比の定義は平均品位の鉱石 1 トンを採掘するために、最大何トンまでズリを採掘する事が許容されるかである。Table 1-3 にハイル・アス・サヒル鉱床の最大許容剥土比計算結果を示す。前提条件は、平均銅品位 1.35%、金品位 0.63g/t、採掘コスト 0.9US\$/t、減価償却費 5.7US\$/t で、これ以外は全てカットオフ品位の計算のためのものと同じである。

Table 1-3 Maximum allowable stripping ratio for open pit mining of the Haylas Safil deposit

Au price (US\$/troy)		400	400	400	400	400
Cu price (US¢/lb)		80	90	100	110	120
Ore grade		Net value (US¢/ton ore)				
Copper	Gold					
(%)	(g/t)					
1.35	0.630	505.07	762.21	1,019.36	1,276.50	1,533.65
Maximum allowable stripping ratio			10.1936/0.90=11.33			

ラカー鉱床の最大許容剥土比計算結果を Table 1-4に示す。前提条件は銅平均品位 1.15%、金 0.87g/t、採鉱コスト1.30US\$/tで、これ以外は前記計算と同一である。

Table 1-4 Maximum allowable stripping ratio for open pit mining of the Rakah deposit

Au price (US\$/troz)		400	400	400	400	400
Cu price (US¢/lb)		80	90	100	110	120
Ore grade		Net value (US¢/ton ore)				
Copper	Gold					
(%)	(g/t)					
1.15	0.870	442.97	662.02	881.07	1,100.12	1,319.17
Maximum allowable stripping ratio		8.8107/1.30= 6.78				

1-4 最適操業規模の決定

上記の検討結果及び次章以下に述べる採鉱、選鉱及び補助管理部門の計画に基づき、3,000t/日及び2,000t/日の2通りの予備的計画を作成した。予備的検討段階における山命は3,000t/日で7年、2,000t/日では10年となる。3,000t/日以上規模の操業は山命があまりにも短かいため建設起業費の減価償却費が非常に高くなり現実的でない事から、検討の対象から外された。

予備的計画の財務分析の結果、Table 1-5に示すように、FIRR (Financial Internal Rate of Return) に関し、金価格300~500 US\$/troz、銅価格80~150¢/lbの範囲で3,000t/日の操業規模の計画が常に有利である事が明らかになった。従って本開発計画書では、操業規模として3,000t/日を採用する事とした。

なお上記の検討結果を踏まえた最終的なピット設計の結果、山命は次章に述べるように約8年となった。

Fig.1 に予想される鉱山の全体配置図を示す。

Table 1-5 Summary of financial evaluation on the prototype plans

(1) IRR for 3,000 TPD, 7 YEARS PLAN

Copper Price (US\$/lb)	Gold Price (US\$/troz)								
	300	350	360	370	380	390	400	450	500
80	-13.18	-11.83	-11.56	-11.30	-11.04	-10.78	-10.52	-9.26	-8.03
90	-5.64	-4.53	-4.31	-4.09	-3.87	-3.66	-3.44	-2.38	-1.35
100	0.67	1.63	1.82	2.01	2.20	2.39	2.58	3.51	4.42
110	6.19	7.06	7.23	7.40	7.57	7.74	7.91	8.75	9.58
120	11.18	11.98	12.14	12.29	12.45	12.61	12.76	13.54	14.31
130	15.78	16.52	16.67	16.81	16.96	17.11	17.25	17.98	18.70
140	20.07	20.76	20.90	21.04	21.18	21.32	21.46	22.14	22.82
150	24.11	24.77	24.91	25.04	25.17	25.30	25.43	26.08	26.73

* IRR: Internal Rate of Return

(2) IRR for 2,000 TPD, 10 YEARS PLAN

Copper Price (US\$/lb)	Gold Price (US\$/troz)								
	300	350	360	370	380	390	400	450	500
80	-17.74	-16.29	-16.02	-15.74	-15.47	-15.20	-14.94	-13.67	12.47
90	-10.12	-9.10	-8.90	-8.70	-8.50	-8.31	-8.12	-7.17	-6.26
100	-4.49	-3.67	-3.51	-3.35	-3.19	-3.03	-2.88	-2.10	-1.35
110	0.11	0.80	0.94	1.08	1.21	1.35	1.48	2.15	2.80
120	4.06	4.68	4.80	4.92	5.04	5.16	5.28	5.87	6.45
130	7.57	8.13	8.24	8.35	8.46	8.57	8.68	9.21	9.75
140	10.76	11.27	11.37	11.47	11.57	11.67	11.77	12.27	12.76
150	13.70	14.17	14.27	14.36	14.45	14.55	14.64	15.11	15.56

This calculation has used tentative figures for the operating costs, therefore the results here do not agree with that of the financial evaluation in section 9 of this report.

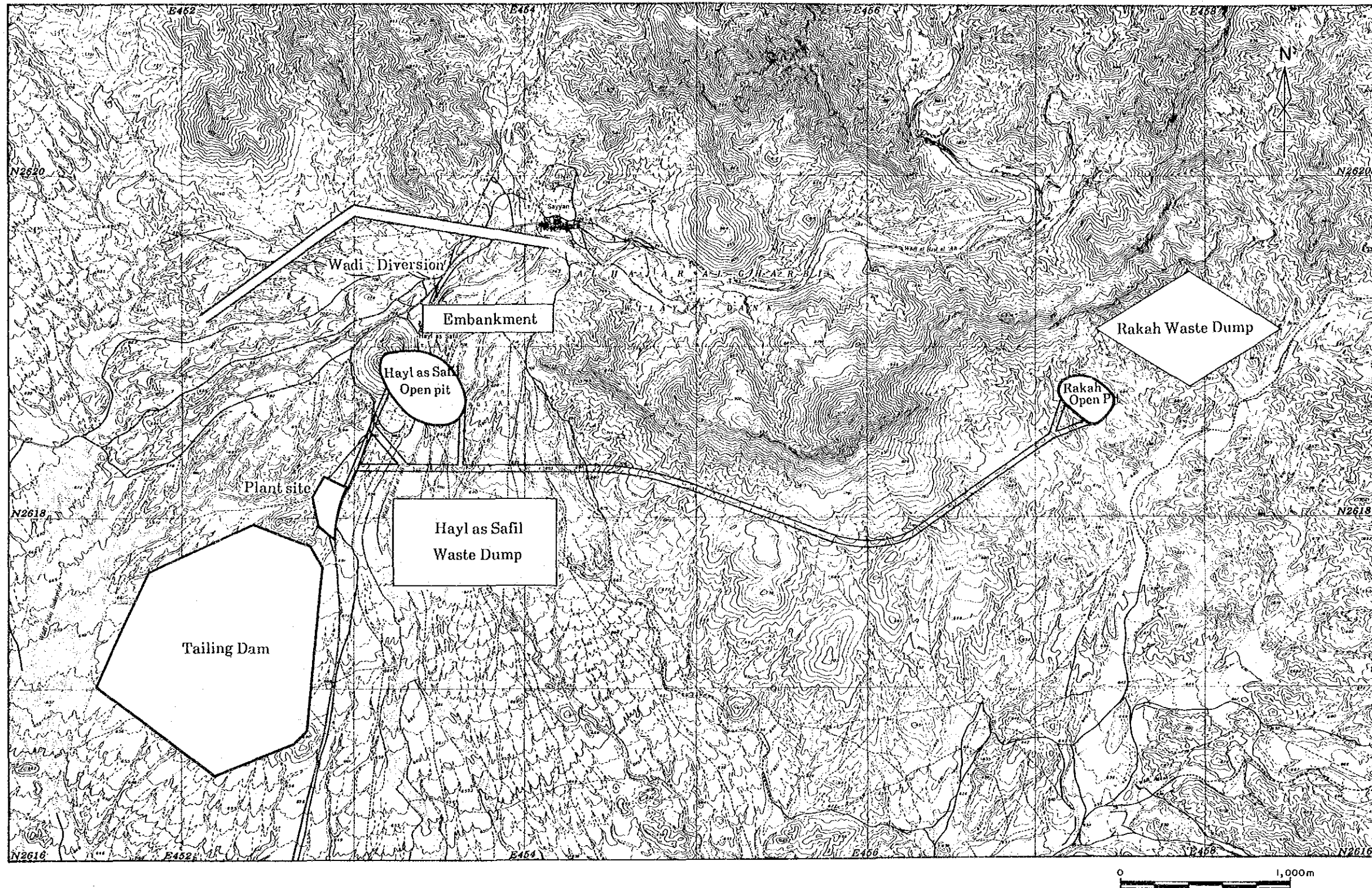


Fig. 1 General mine layout

第2章 採鉱

2-1 ピット設計

ハイル・アス・サヒル鉱床及びラカー鉱床のピット設計に当って、ピット斜面の傾斜角は両鉱床の岩質が比較的堅固であること、ボーリング、コアのRQD値が比較的大きいこと及び降雨量が極めて少ない事等を勘案して、45°を基準とする事とした。また、ピットの大きさ、深さ及び形状は、鉱石の採掘実収率を出来る限り高く保ちつつ剥土比を最小にするようにして設計した。

ピットのベンチ高さは10mと比較的低いものとした。これは本鉱床が露天掘りとしては比較的小規模であること及び2カ所のピットの操業を同時に行うため機動性を重視することから、使用する採鉱重機が比較的小型のものとなった事による。

設計の結果、ハイル・アス・サヒル鉱床の最大許容剥土比 11.33に対し設計剥土比3.44、ラカー鉱床の最大許容剥土比6.78に対し設計剥土比4.13となった。平面的形状は両ピット共楕円形で規模はハイル・アス・サヒル鉱床は長径約 500m、短径約 300m、深さ約 150mである。ラカー鉱床は長径約 450m、短径約 270m、深さ約 110mである。

ハイル・アス・サヒル鉱床のピット断面図をFig 2-1(1)～(8) に示す。またラカー鉱床のピット断面図をFig. 2-2(1)～(8) に示す。

さらにハイル・アス・サヒル鉱床の10m毎のレベル別平面図をAppendix 1に、ラカー鉱床のレベル別平面図をAppendix 2に示す。

2-2 採掘対象鉱量

第1巻で述べたようにハイル・アス・サヒル鉱床及びラカー鉱床の地質鉱量は、以下のとおりである。

	鉱量 (t)	銅品位 (%)	金品位 (g/t)
ハイル・アス・サヒル鉱床	10,533,091	1.00	0.40
ラカー鉱床	4,750,736	0.99	0.88
合計	15,303,827	0.99	0.55

この計算結果に基づき設計されたピット内で、銅品位がカットオフ品位以上のブロックを集計することにより採掘対象鉱量を算定した。同時にピット内のズリの量も算定した。Table 2-1 及びTable 2-2 にハイル・アス・サヒル鉱床及びラカー鉱床のレベル別採掘対象鉱量の集計を、Appendix 3及びAppendix 4にブロック別採掘対象鉱量表を示す。なお選鉱試験により銅の回収が非常に困難である事が判明したラカー鉱床の塊状鉱は採掘対象鉱量計算上はズリとして取扱った。この塊状鉱の量は 242,893トン、銅品位2.79%、金品位3.96g/t である。

この問題に関しては将来、浮選法以外の経済的な回収方法の検討が必要である。従って現時点

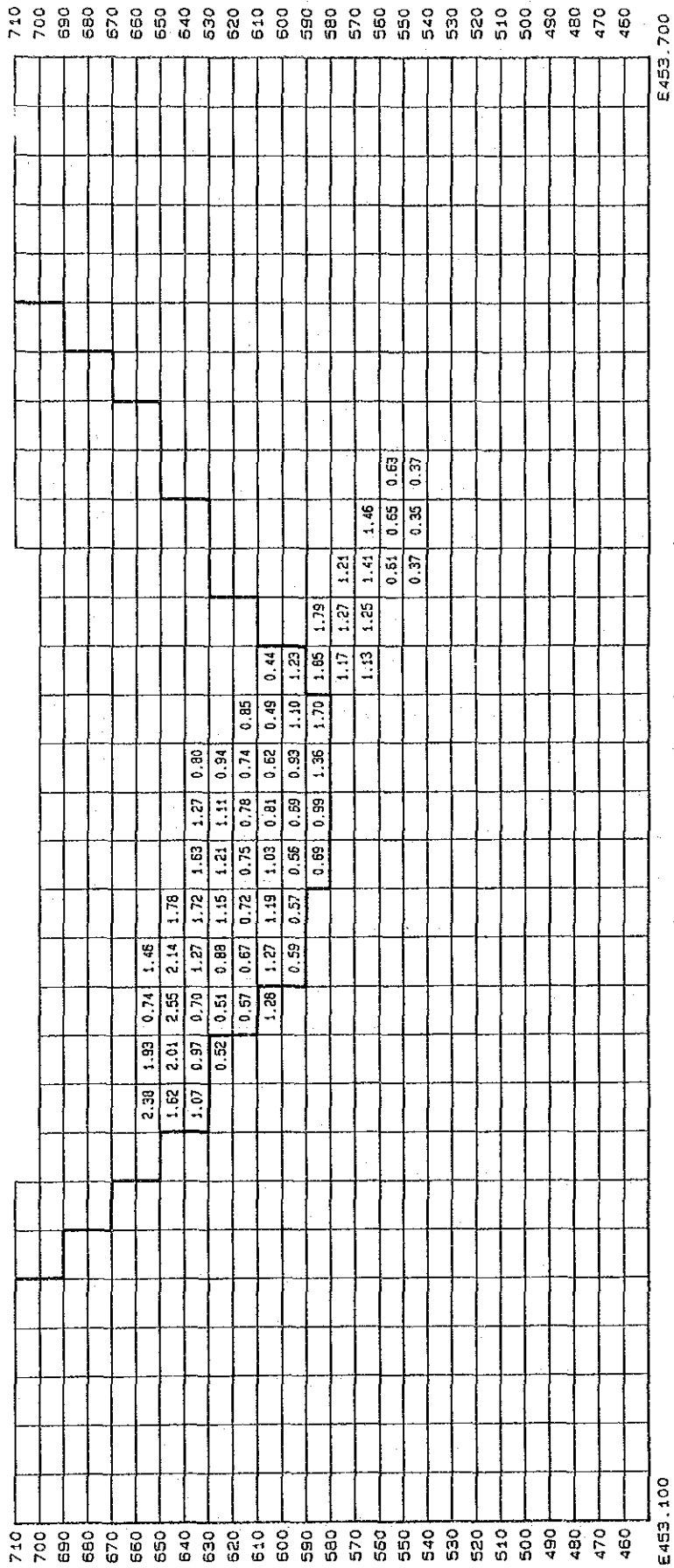


Fig. 2-1 Open pit cross section for the Hayl as Safil deposit (2)
 [E-W section (N 2618.750), Pit design H 55002]

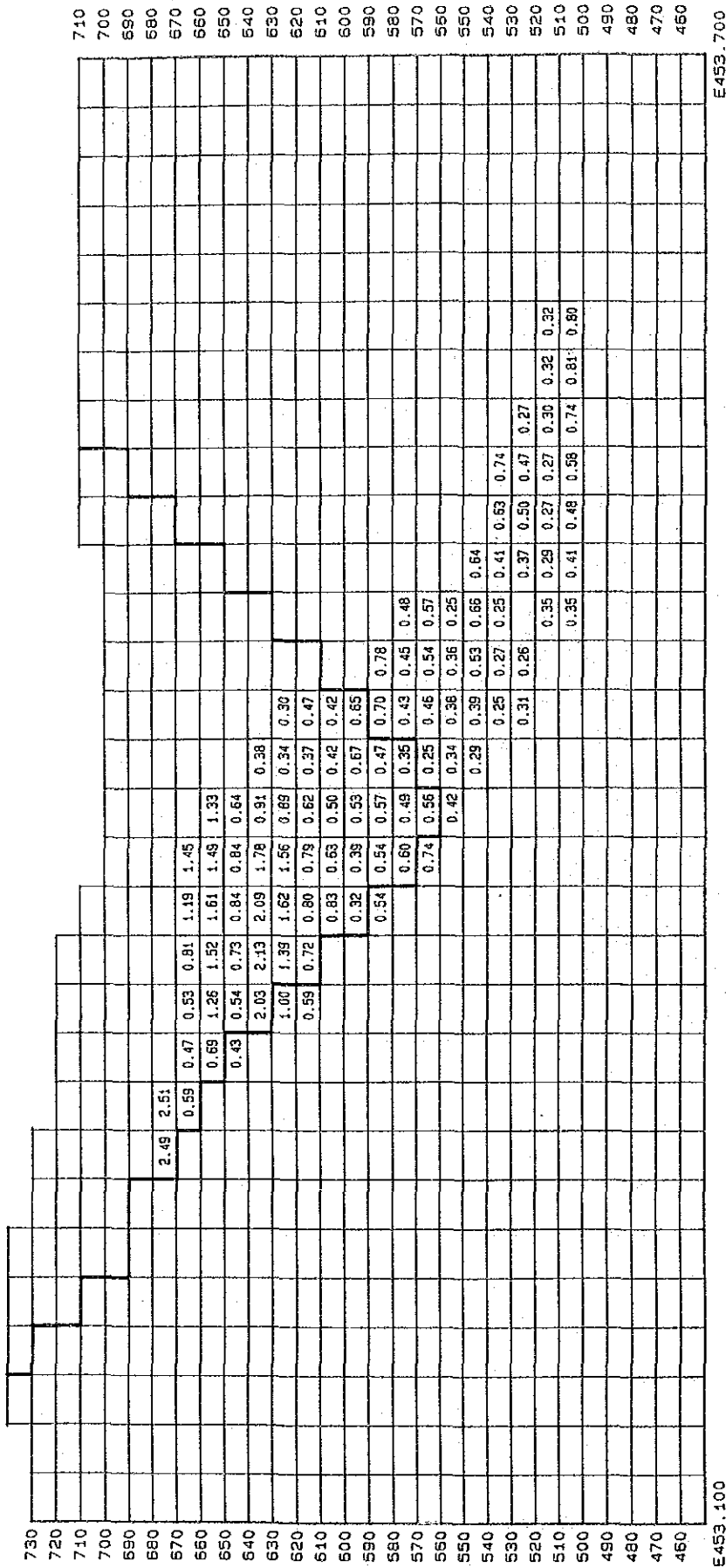


Fig. 2-1 Open pit cross section for the Hayl as Safil deposit (3)
 [E-W section (N 2618.830), Pit design H 55002]

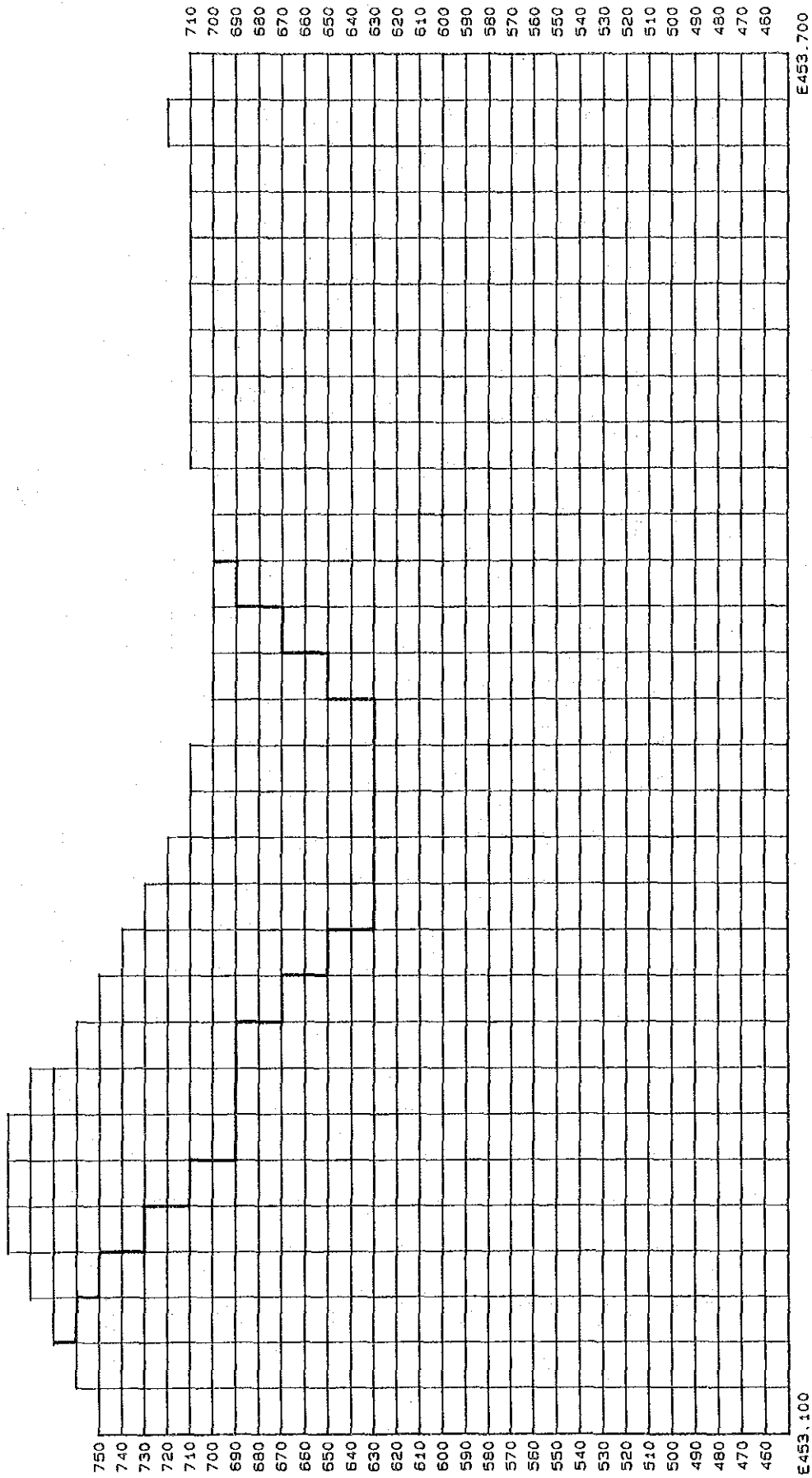


Fig. 2-1 Open pit cross section for the Hay 1 as Safil deposit (4)
 [E-W section (N 2618.910), Pit design H 55002]

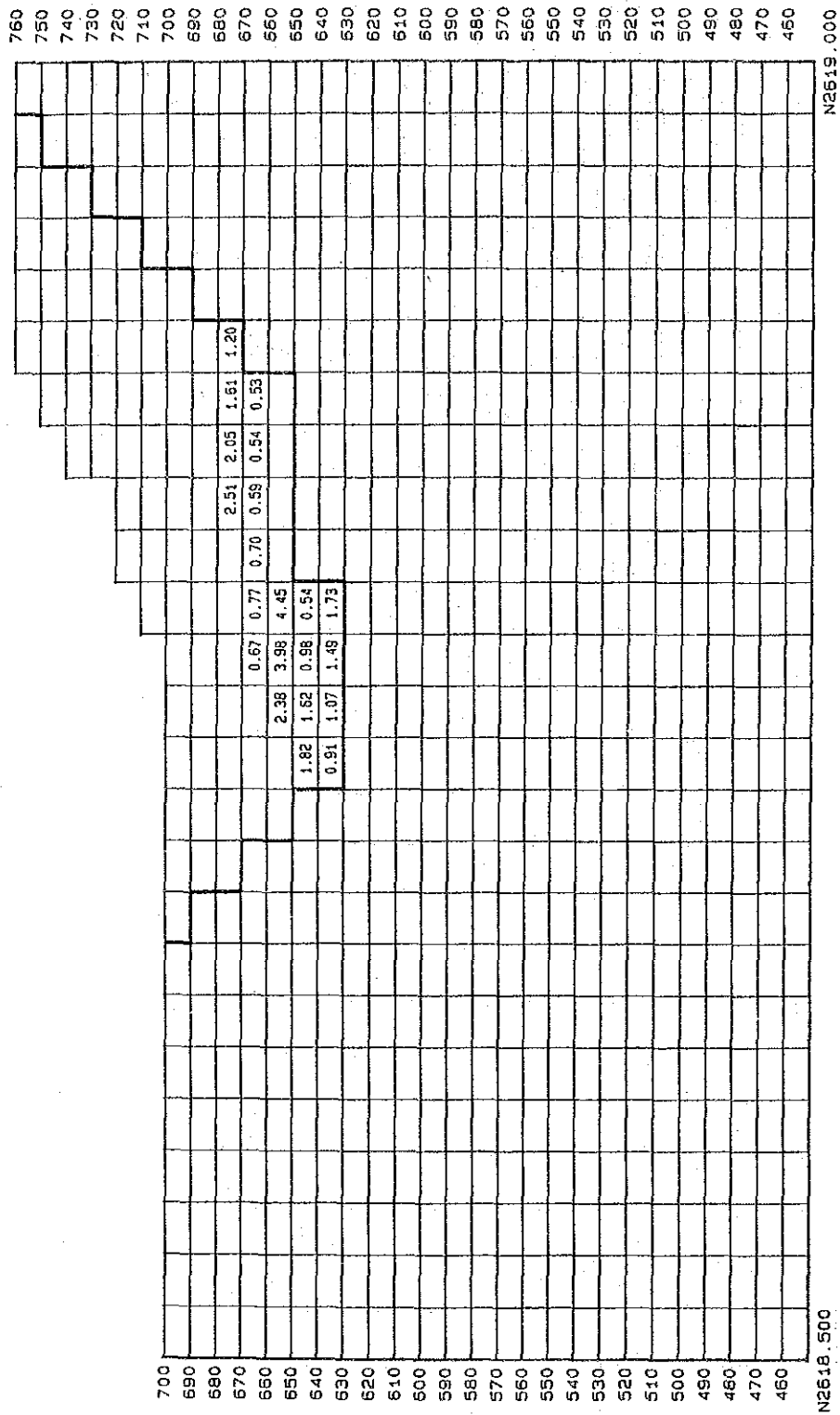


Fig. 2-1 Open pit cross section for the Hayl as Safil deposit (5)
 [N-S section (E 453.270), Pit design H 55002]

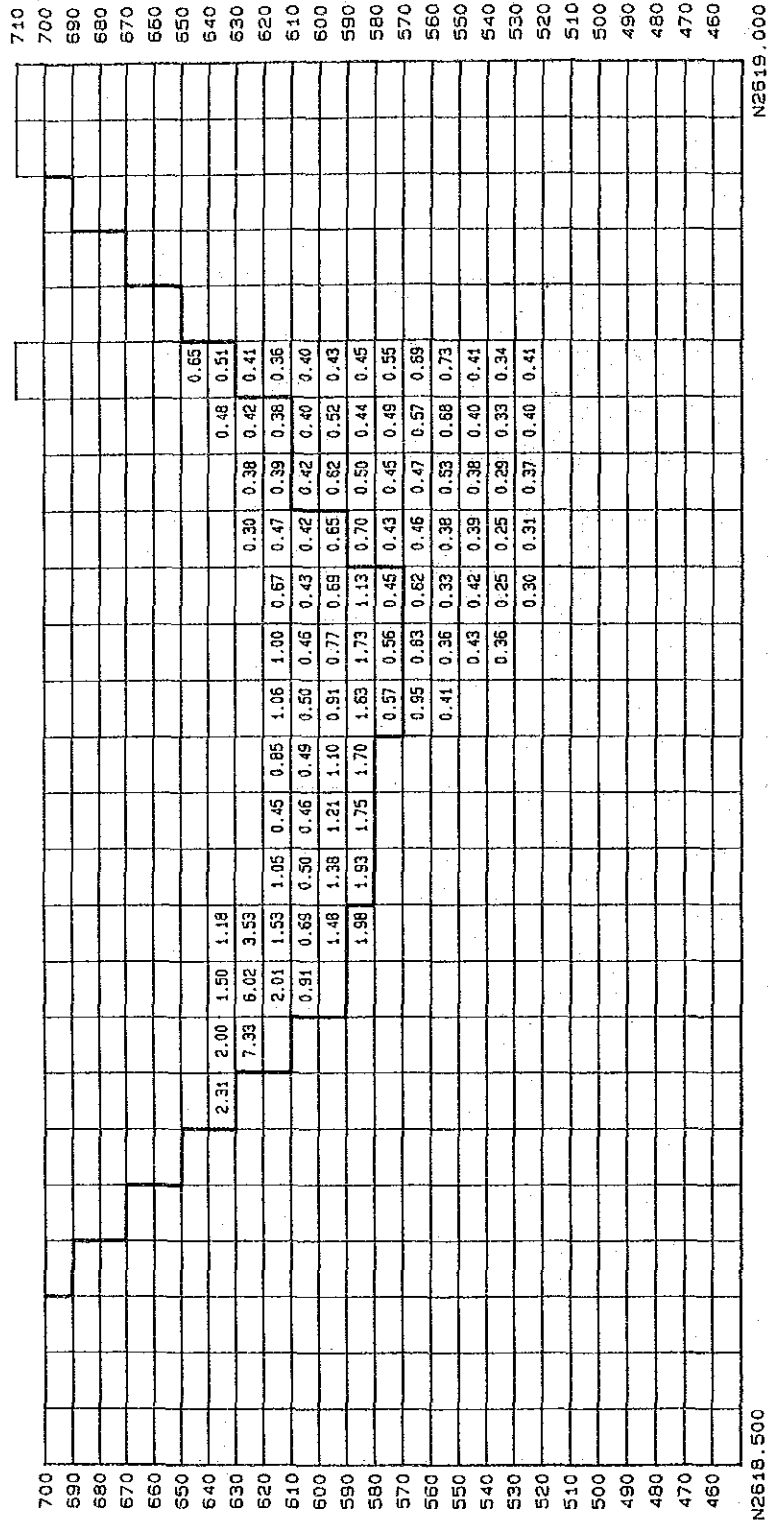


Fig. 2-1 Open pit cross section for the Hayl as Safil deposit (7)
 [N-S section (E 453.430), Pit design H 55002]

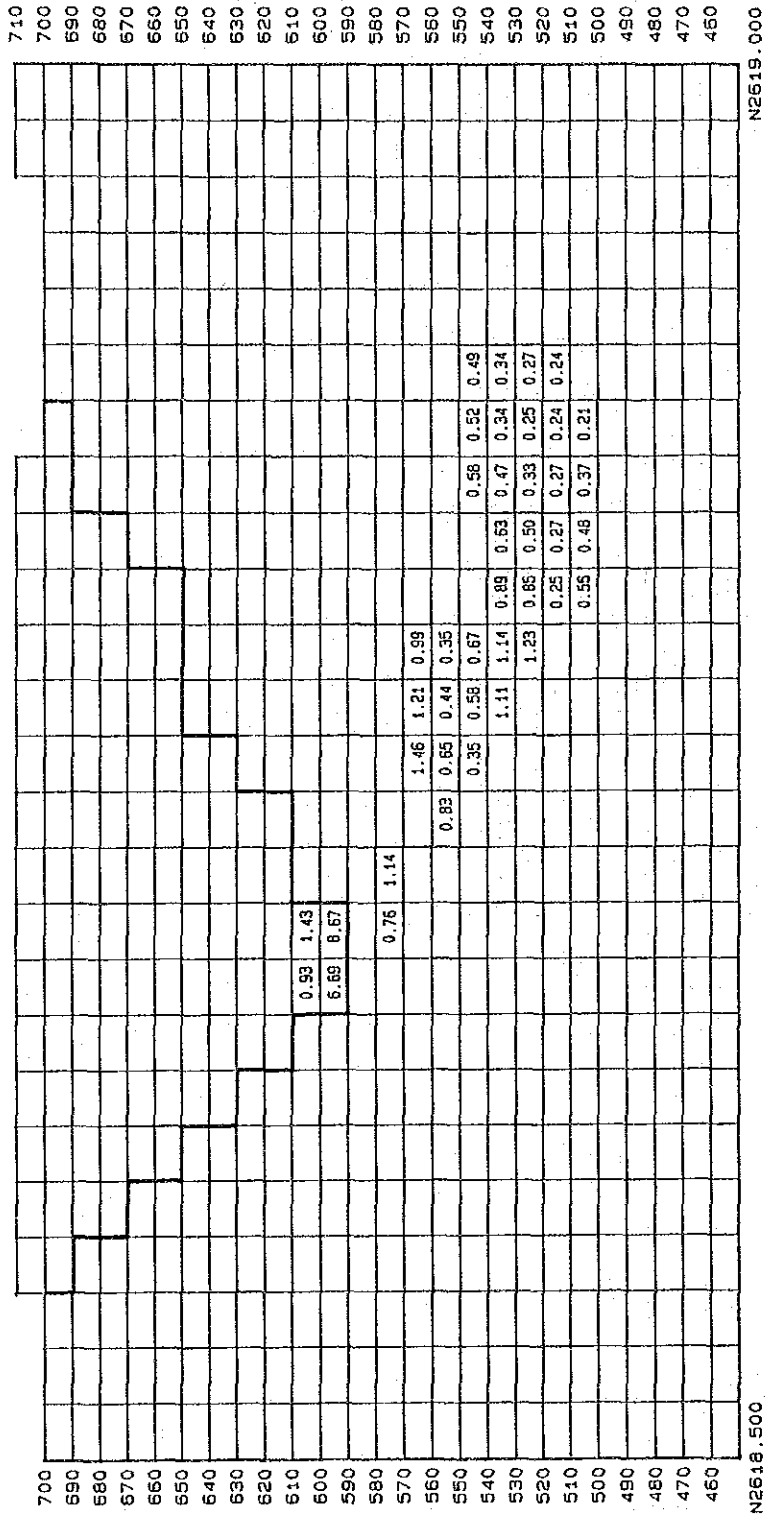


Fig. 2-1 Open pit cross section for the Hayl as Safil deposit (8)
 [N-S section (E 453.510), Pit design H 55002]

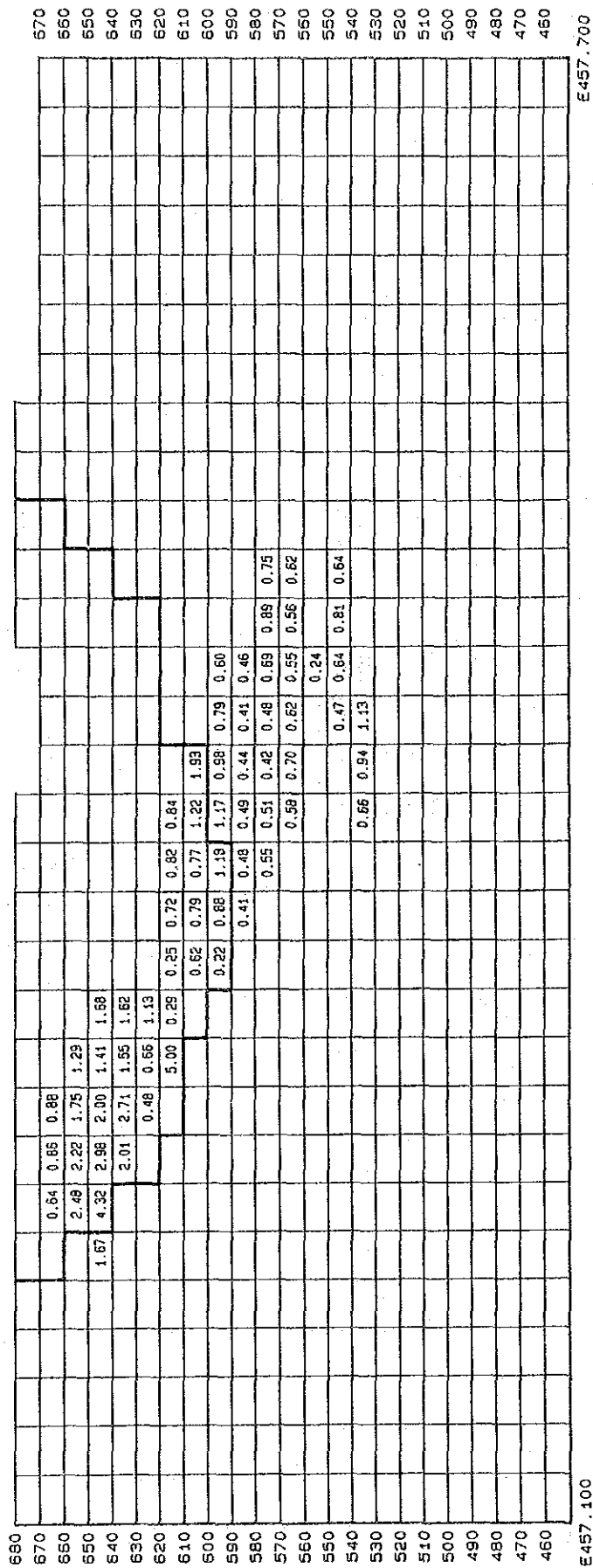


Fig. 2-2 Open pit cross section for the Rakah deposit (2)
 [E-W section (N 2618.750), Pit design R 56004]

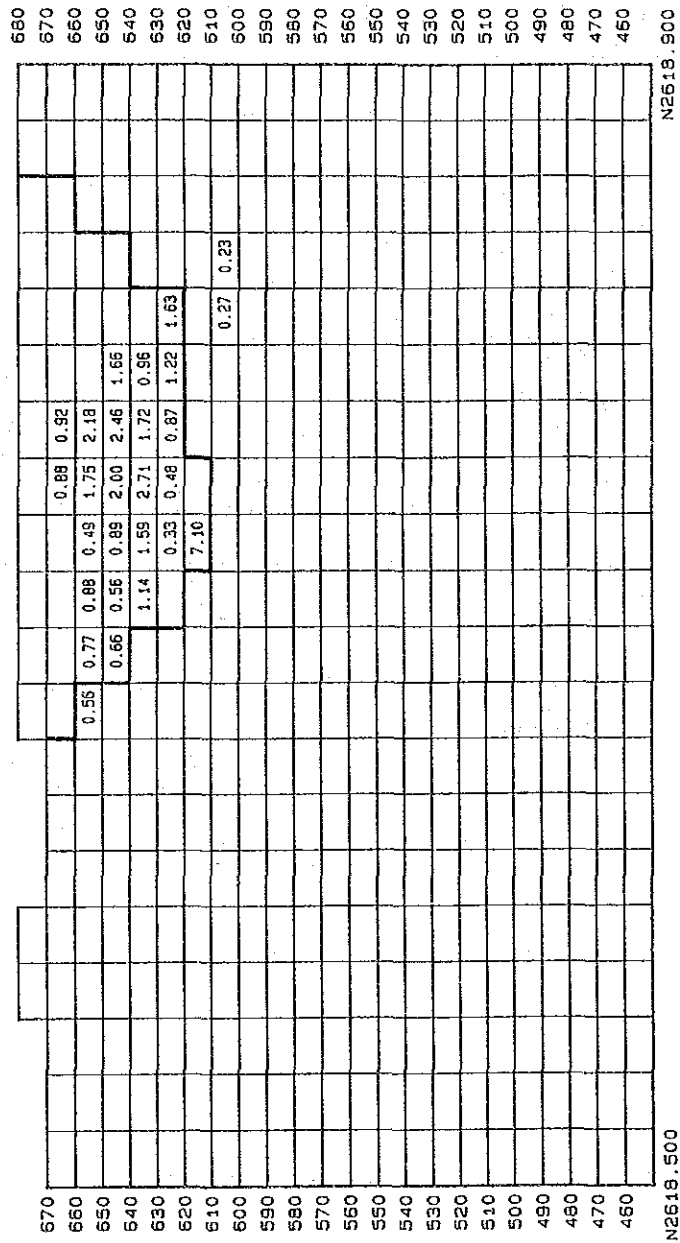


Fig. 2-2 Open pit cross section for the Rakah deposit (4)
 [N-S section (E 457.270), Pit design R 56004]

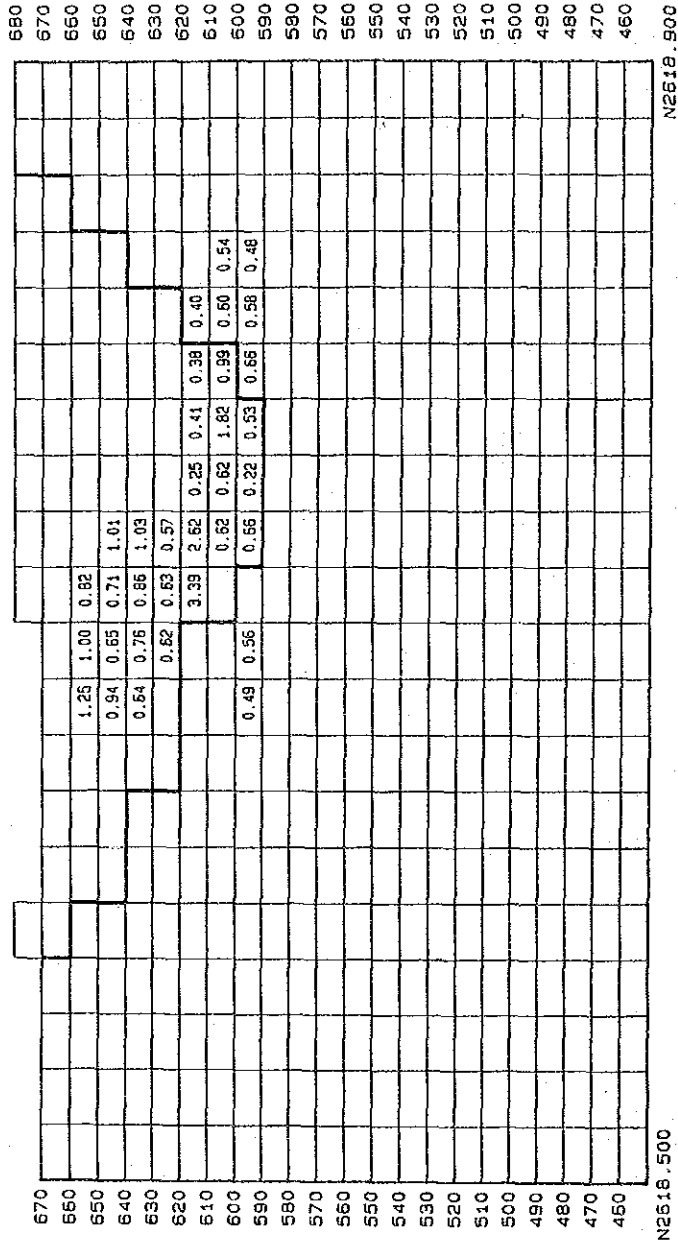


Fig. 2-2 Open pit cross section for the Rakah deposit (5)
 [N-S section (E 457.330), Pit design R 56004]

Table 2-1 Summary of minable ore reserves for the Hayl as Safil deposit

Level	Pit design H55002 Cutoff 0.35%Cu														
	Volume			S.W.			Tonnage			Copper			Gold		Strip- ping ratio
	Ore (m ³)	Waste (m ³)	Total (m ³)	Ore (t/m ³)	Waste (t/m ³)	Total (t)	Ore (t)	Waste (t)	Total (t)	grade (%)	content (t)	grade (g/t)	content (kg)		
780	0	24,000	24,000	2.80	2.80	0	0	67,200	67,200					***	
770	0	48,000	48,000	2.80	2.80	0	0	134,400	134,400					***	
760	0	108,000	108,000	2.80	2.80	0	0	302,400	302,400					***	
750	0	112,000	112,000	2.80	2.80	0	0	313,600	313,600					***	
740	0	128,000	128,000	2.80	2.80	0	0	358,400	358,400					***	
730	0	184,000	184,000	2.80	2.80	0	0	515,200	515,200					***	
720	0	200,000	200,000	2.80	2.80	0	0	560,000	560,000					***	
710	0	276,000	276,000	2.80	2.80	0	0	772,800	772,800					***	
700	0	556,000	556,000	2.80	2.80	0	0	1,556,800	1,556,800					***	
690	0	1,292,000	1,292,000	2.80	2.80	0	0	3,617,600	3,617,600					***	
680	0	1,064,000	1,064,000	2.80	2.80	0	0	2,979,200	2,979,200					***	
670	32,200	1,031,800	1,064,000	3.15	2.80	101,340	101,340	2,889,040	2,990,380	1.59	1,606.8	0.17	17.17	28.51	
660	157,424	694,576	852,000	3.06	2.80	481,190	481,190	1,944,813	2,426,003	1.13	5,424.7	0.59	285.15	4.04	
650	211,252	624,748	836,000	3.13	2.80	661,026	661,026	1,749,294	2,410,320	1.64	10,866.9	0.74	486.24	2.65	
640	236,332	415,668	652,000	3.06	2.80	724,034	724,034	1,163,870	1,887,904	1.16	8,372.4	0.60	436.02	1.61	
630	294,560	357,440	652,000	3.12	2.80	919,703	919,703	1,000,832	1,920,535	1.54	14,181.6	0.84	772.19	1.09	
620	250,264	201,736	452,000	3.14	2.80	786,879	786,879	564,861	1,351,740	1.98	15,614.9	0.49	388.43	0.72	
610	259,084	192,916	452,000	3.02	2.80	782,931	782,931	540,165	1,323,096	0.84	6,557.0	0.44	347.53	0.69	
600	212,916	71,084	284,000	3.01	2.80	641,224	641,224	199,035	840,259	0.78	4,971.2	0.50	317.49	0.31	
590	173,320	106,680	280,000	3.07	2.80	532,922	532,922	298,704	831,626	1.37	7,325.8	0.84	445.61	0.56	
580	100,528	15,472	116,000	3.06	2.80	307,138	307,138	43,322	350,460	1.09	3,345.0	0.37	112.92	0.14	
570	75,972	12,028	88,000	3.00	2.80	228,057	228,057	33,678	261,735	0.70	1,566.5	0.15	33.49	0.15	
560	21,332	2,668	24,000	2.99	2.80	63,809	63,809	7,470	71,279	0.59	379.3	0.17	11.08	0.12	
550	18,332	1,668	20,000	2.96	2.80	54,183	54,183	4,670	58,853	0.38	203.9	0.03	4.32	0.09	
Total	2,043,516	7,720,484	9,764,000	3.08	2.80	6,284,436	6,284,436	21,617,355	27,901,791	1.28	80,436.1	0.58	3,657.54	3.44	

Table 2-2 Summary of minable ore reserves for the Rakah deposit

Rakah Level	Pit design R56004 Cutoff 0.35%Cu													
	Volume			S.W.			Tonnage			Copper			Strip-ping ratio	
	Ore (m ³)	Waste (m ³)	Total (m ³)	Ore (t/m ³)	Waste (t/m ³)	Total (t)	Ore (t)	Waste (t)	Total (t)	grade (%)	content (t)	grade (g/t)		content (kg)
670	0	408,000	408,000	2.80	2.80	1,142,400	0	1,142,400	1,142,400					***
660	0	712,000	712,000	2.80	2.80	1,993,600	0	1,993,600	1,993,600					***
650	56,184	499,816	556,000	2.96	2.80	1,399,485	166,078	1,399,485	1,565,563	1.49	2,472.9	0.92	152.62	8.43
640	92,160	463,840	556,000	2.99	2.80	1,298,752	275,104	1,298,752	1,573,856	1.73	4,772.4	0.60	163.89	4.72
630	149,024	258,976	408,000	2.90	2.80	725,133	432,251	725,133	1,157,384	1.22	5,288.7	0.68	291.89	1.58
620	131,704	276,296	408,000	2.88	2.80	773,629	378,819	773,629	1,152,448	0.88	3,347.9	0.47	176.35	2.04
610	112,488	175,512	288,000	2.89	2.80	491,434	325,490	491,434	816,924	1.21	3,941.8	0.92	299.09	1.51
600	95,880	148,120	244,000	2.95	2.80	414,736	282,587	414,736	597,323	1.42	4,013.9	0.37	104.22	1.47
590	54,900	89,100	144,000	2.87	2.80	249,480	157,509	249,480	406,989	0.83	1,300.4	0.26	41.70	1.58
580	7,600	76,400	84,000	2.82	2.80	213,920	21,394	213,920	235,314	0.41	87.7	1.36	28.99	10.00
570	2,000	26,000	28,000	2.80	2.80	72,800	5,605	72,800	78,405	0.39	21.9	0.53	2.97	12.99
560	27,480	520	28,000	2.87	2.80	1,456	78,996	1,456	80,452	0.88	696.6	0.66	51.96	0.02
Total	729,420	3,134,580	3,864,000	2.91	2.80	8,776,824	2,123,833	8,776,824	10,900,657	1.22	25,924.1	0.62	1,313.68	4.13

Total minable ore reserve														
Level	Volume			S.W.			Tonnage			Copper			Strip-ping ratio	
	Ore (m ³)	Waste (m ³)	Total (m ³)	Ore (t/m ³)	Waste (t/m ³)	Total (t)	Ore (t)	Waste (t)	Total (t)	grade (%)	content (t)	grade (g/t)		content (kg)
H.S.	2,043,516	7,720,484	9,764,000	3.08	2.80	21,617,355	6,284,436	21,617,355	27,901,791	1.28	80,436.1	0.58	3,657.64	3.44
Rakah	729,420	3,134,580	3,864,000	2.91	2.80	8,776,824	2,123,833	8,776,824	10,900,657	1.22	25,924.1	0.62	1,313.68	4.13
Total	2,772,936	10,855,064	13,628,000	3.03	2.80	30,394,179	8,408,269	30,394,179	38,802,448	1.26	106,360.2	0.59	4,971.32	3.61

ではこの塊状鉱はストックパイルに貯蔵する事とする。

2-3 開発計画

2-3-1 初期剥土

鉱体を露出させるため必要な初期剥土量は、ハイル・アス・サヒル鉱床が12,000千トン、ラカー鉱床が3,136千トンである。2年間の起業期間中にハイル・アス・サヒル鉱床の剥土を完了させ、ラカー鉱床の剥土は粗鉱生産開始後初年度及び2年度に実施することとした。

剥土に使用する採鉱重機については次節以降に述べるが、初期剥土工事から引き続き操業に移行出来るよう、操業に使用するものと同一の機種とした。初期剥土終了後のピット平面図をFig. 2-3 及びFig. 2-4 に示した。

なおラカー鉱床のゴッサンの内、金品位の高いものは将来の経済的な回収の可能性を残すためラカー鉱床の塊状鉱と同様に別途ストックパイルに貯蔵する事とした。

2-3-2 剥土方法

掘削に際し発破を必要としない表土層は測量によるベンチレベルに従って、ブルドーザーによるリッピング、ドーピングとフロントエンド・ローダーによる積み込み或はハイドロリック・エクスカベーターによる直掘削、積み込みにより剥土工事を行う。

岩盤が露出し発破を必要とするようになればDHD（ダウン・ザ・ホール削岩機）による削孔発破を行う。孔径は6 1/2"（165mm）、爆薬はAN-FOを使用する。なおハイル・アス、サヒルのメイン・ゴッサンの削孔発破は、地形が急峻なことから大型削岩機の使用が困難なためクローラー・ドリルによる小孔径発破によることとする。

積み込みはフロントエンド・ローダー或はハイドロリック・エクスカベーターによる。ただし、上記ハイル・アス・サヒルのメイン・ゴッサンの地形が急峻な部分は、発破後小型ブルドーザーによって起砕ズリを下部へ押し落とし適当な時期に下部でまとめて積み込む。

運搬は30トンのアーティキュレーテッド・ダンプトラックによる。

掘削位置が鉱体に接近し鉱石が掘削される可能性が高まれば、削孔時の繰り粉をサンプリング、分析し発破孔毎に銅品位に従って鉱石とズリとに仕訳ける。剥土期間中に掘削された鉱石はストックパイルに貯蔵しておき操業開始後選鉱場に給鉱する。

初期剥土工事は起業期間を短縮し重機購入費を抑えるため、3方24時間連続操業とする。

Fig. 2-5 に典型的な採掘ベンチ断面図を、Fig. 2-6 に典型的な削孔パターンを示す。

2-3-3 採鉱重機の選択

使用が予測される採鉱重機をTable 2-3 に示した。選択の基準として、機械の大きさ、種類及

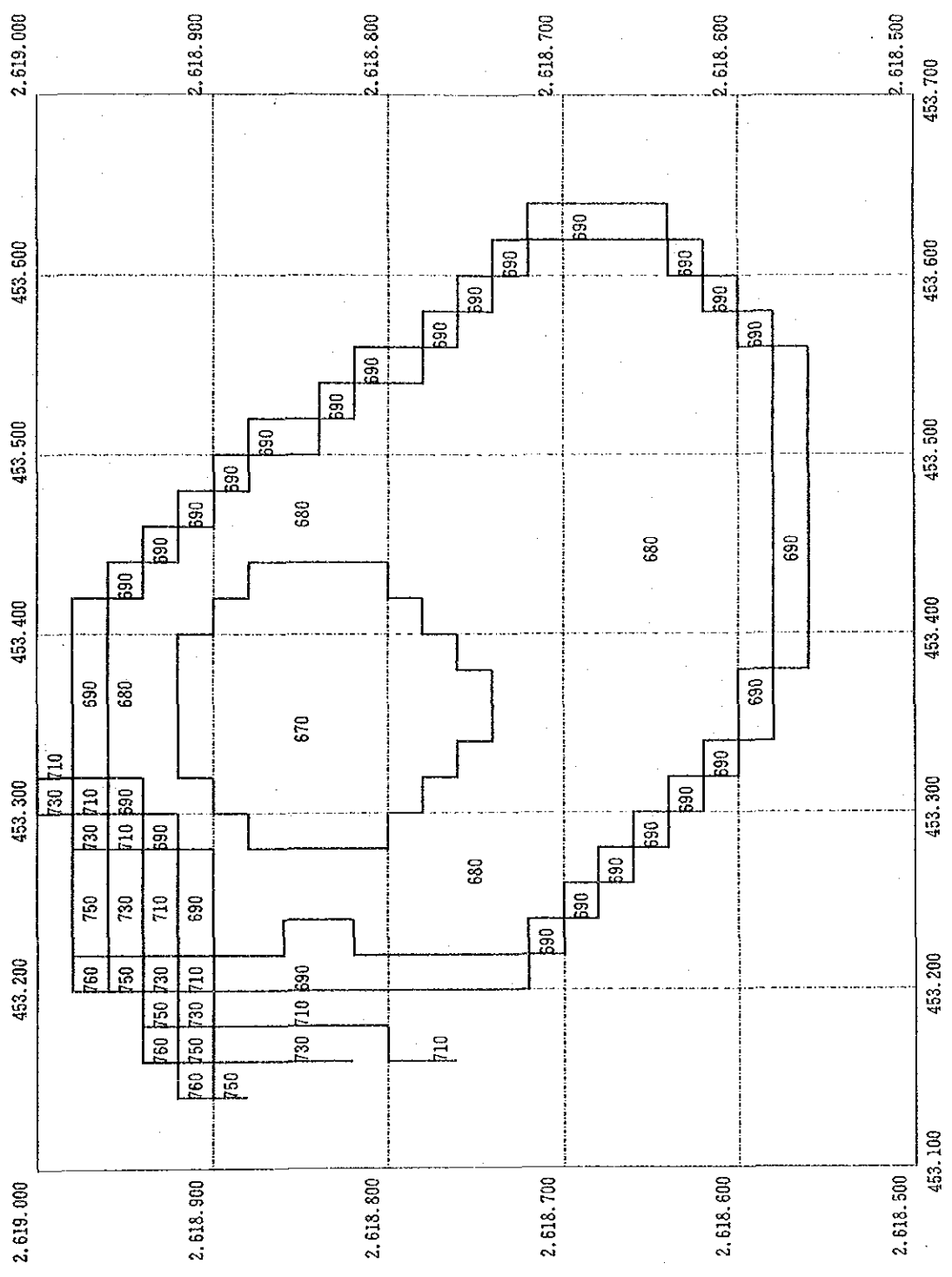


Fig. 2-3 Open pit after pre-stripping for the Hayl as Safil deposit

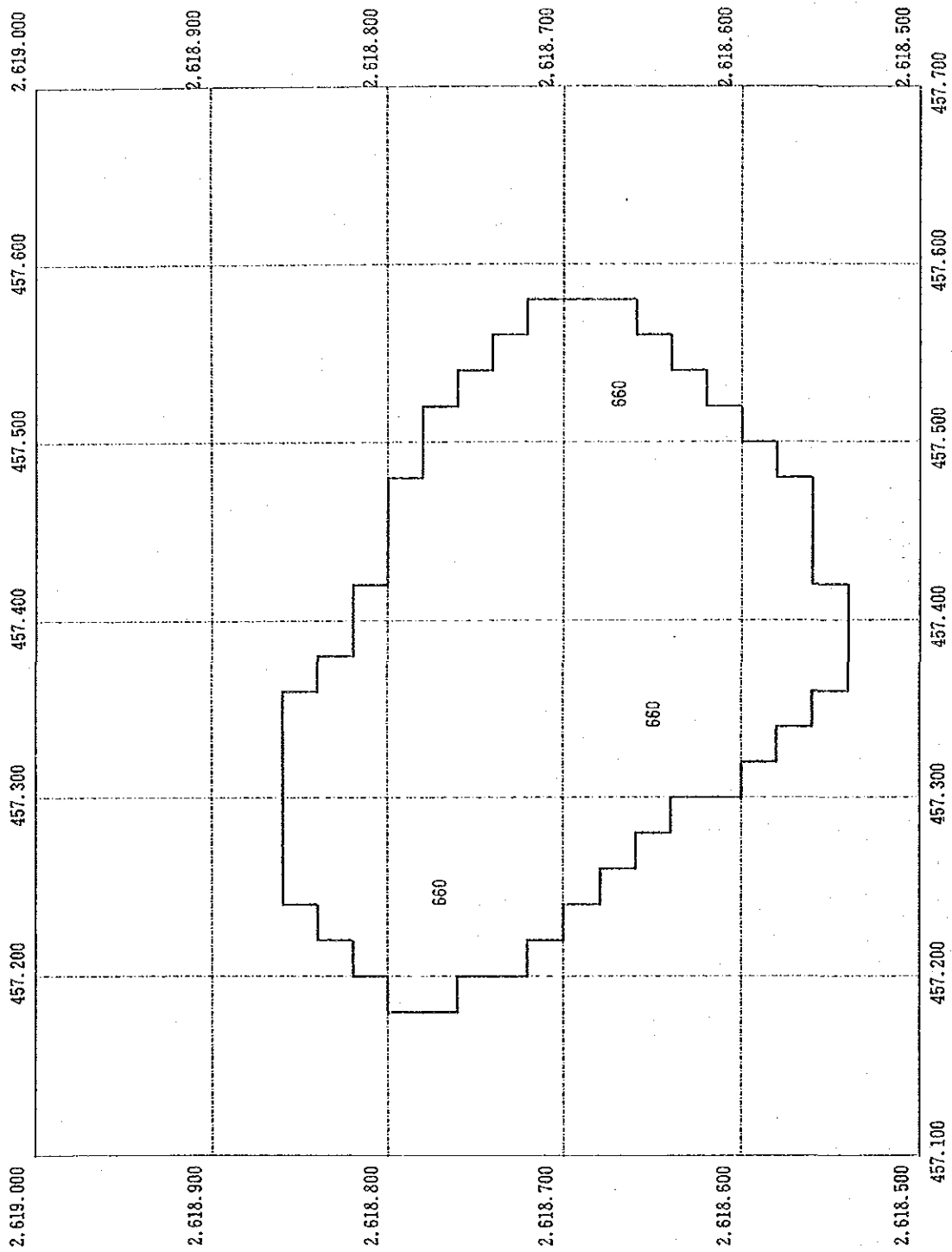


Fig. 2-4 Open pit after pre-stripping for the Rakah deposit

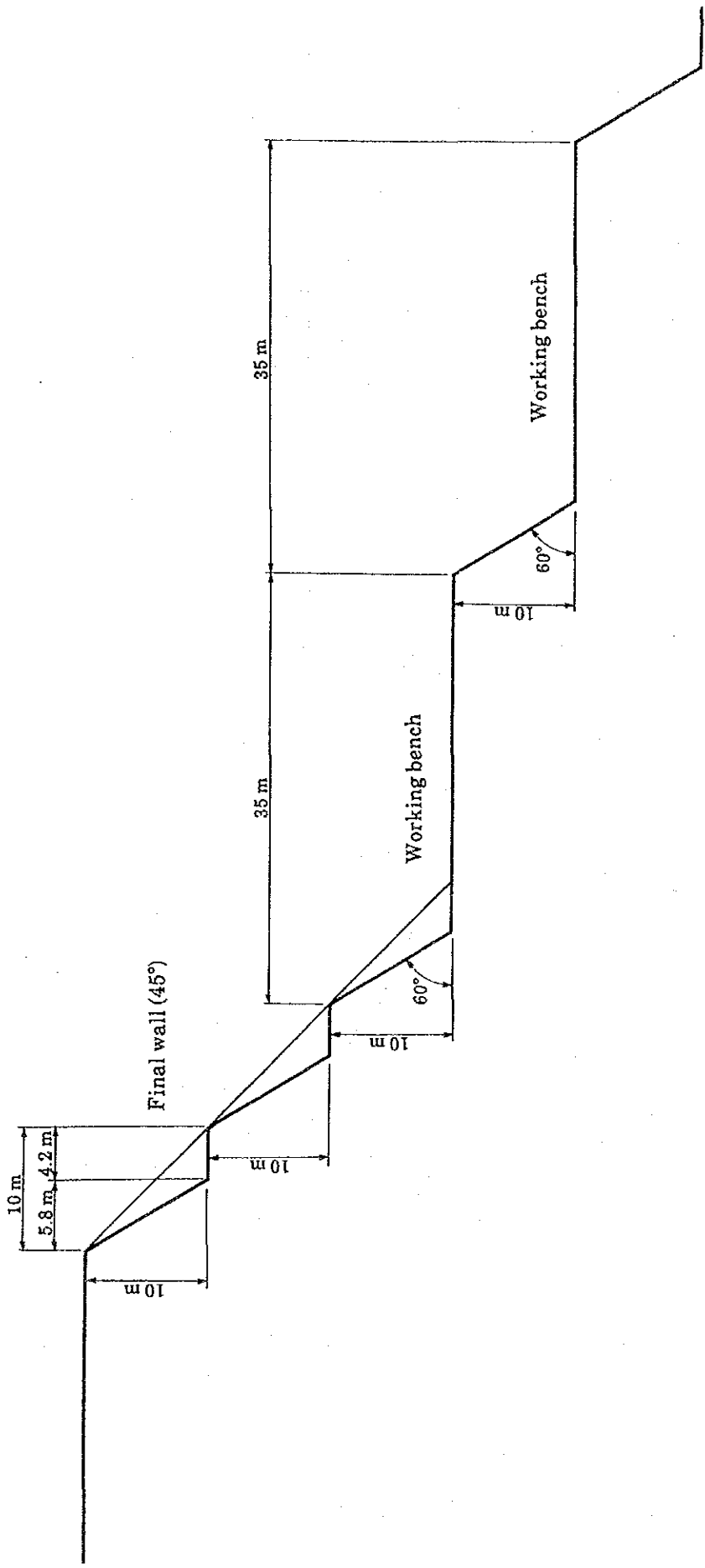


Fig. 2-5 Typical cross section of the benches

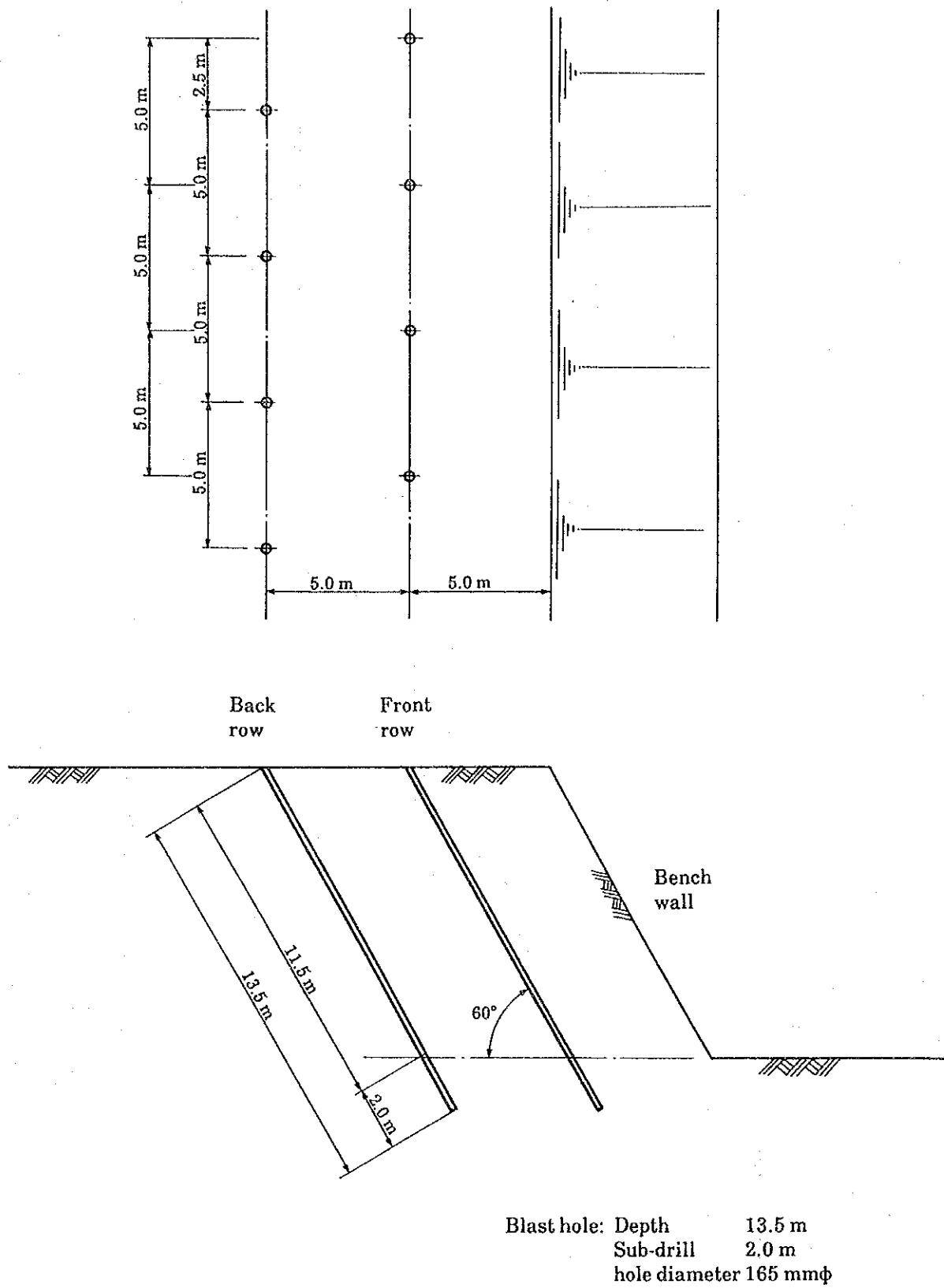


Fig. 2-6 Typical blasting pattern

Table 2-3 Proposed mining heavy equipments and main specification

Equipment	Manufacturer	Model	Operating weight (Kg)	Engine		Main specification
				Model	(flywheel) (HP)	
Drill	Ingersoll-Rand	T-4	21,800	GM12V-71N	400	Compressor HP750 DHD360 (5"-8.5")
Front End Loader	CAT	966D	19,868	CAT3306	200	Bucket 3.1 cu m (Rock V-edge with teeth)
Hydraulic Excavator	CAT	235C	42,510	CAT3306	195	Bucket 1.8 cu m (Bottom Dump)
Dump Truck	CAT	D30C	48,535	CAT3306	260	Payload 30.0 ton
Bulldozer	CAT	D7H	22,796	CAT3306	215	Blade Width 3.65 m (Straight)
Bulldozer	CAT	D6D	15,695	CAT3306	140	Blade Width 3.20 m (Straight)
Motor Grader	CAT	140G	13,540	CAT3306	150	Blade Width 3.66 m
Backhoe (Wheel type)	CAT	214	15,500	Perkins	102	Bucket 0.725 cu m (ISO Heaped)

び能力に関してはピットの大きさ及び生産規模を考慮して、比較的小型で機動力に富むものを採用することとした。メーカーに関しては、耐久性、信頼性に重点をおき、オマーン国におけるディーラーの技術的サービス体制及びスペアパーツ供給体制の確立されているものとした。

重機の維持管理は露天掘り採掘鉱山においては非常に重要な問題であり、その技術取得はオマニゼーション推進上必須条件であるが、重機ディーラーの技術的水準が高ければディーラーはメカニックに対する教育プログラムを保有しており、鉱山従業員のディーラーによる教育を条件として重機を発注する方法等が考えられ、この面でも非常に有利である。

2-3-4 ワジ切り替え

Fig.1 に示されるように、ハイル・アス・サヒル鉱床のピット予定位置の中央に比較的大規模なワジ (Wadi al Hayl al Ali) が存在している。降雨時の対策としてこのワジを西側に隣接するワジ (Wadi Falaj Sudayriyin) へ連結するよう切り替える必要がある。さらに安全のため初期剥土のずりを利用して、切り替えたワジとピットの間で大規模な堤体を建設することとした。堤体建設はズリたい積場の代替として考えられ、建設コストは極めて小さい。

2-3-5 起業費

採鉱関係の起業費は、重機購入費US\$7,890,000、剥土費 US\$10,737,500及びワジ切り替え工事費US\$545,200の合計 US\$19,172,700となる。

詳細は第8章のTable 8-1 に示す。また採鉱重機の年次毎の購入計画をTable 2-4 に、ダンプトラックの必要数の計算をTable 2-5 に示す。

2-4 操業計画

2-4-1 生産計画

採鉱取扱量の年次計画をTable 2-6 に示した。初年度の鉱石生産量は、操業の立ち上がりであることを考慮して平常年の80%程度とした。2年目以降は1,080,000t/年を維持するとしている。ズリの採掘は、操業が進行するにつれ減少してゆくように計画した。

粗鉱生産の年次計画をTable 2-7 に示した。粗鉱銅品位は操業開始当初は比較的高く、漸次低下してゆく傾向を示している。年次毎の品位の変動を出来るだけ抑えるように採掘順序を調整してある。両ピットの採掘の進行状況をFig.2-7、Fig.2-8及びFig.2-9、Fig.2-10に示す。

なお選鉱試験により銅の回収が非常に困難である事が判明したラカー鉱床の塊状鉱については採掘対象鉱量の項に述べたように別途ストックパイルに貯鉱しておく事とした。

Table 2-4 Purchasing schedule for mining heavy equipments

(Unit : US\$1,000)

Items	Initial Investment						Additional Investment					
	Year -2		Year -1		Year 1		Year 2		Year 3		Year 4	
	Units	Price	Amount	Units	Price	Amount	Units	Price	Amount	Units		Price
Drill (Ingersoll-Rand T-4 class)	2	600	1,200									
Front End Loader (CAT 966 class)	2	160	320			1	160	160				
Hydraulic Excavator (CAT 235C class)	1	120	120			1	120	120			1	120
Dump Truck (CAT D30D class)	12	350	4,200	1	350	350						
Bulldozer (CAT D7D class)	2	230	460								1	230
Bulldozer (CAT D6D class)	1	160	160					160				
Motor Grader (CAT 140G class)	1	160	160									
Backhoe	1	80	80									
Auxiliary Equipment			840									
Total			7,540			350		440			0	350

Items	Additional Investment						Additional Investment					
	Year 4		Year 5		Year 6		Year 7 & Year 8		Year 9		Year 10	
	Units	Price	Amount	Units	Price	Amount	Units	Price	Amount	Units		Price
Drill (Ingersoll-Rand T-4 class)												
Front End Loader (CAT 966 class)												
Hydraulic Excavator (CAT 235C class)												
Dump Truck (CAT D30D class)												
Bulldozer (CAT D7D class)	1	230	230									
Bulldozer (CAT D6D class)	1	160	160									
Motor Grader (CAT 140G class)	1	160	160									
Backhoe	1	80	80									
Auxiliary Equipment			630									
Total			630			0		0			0	9,310

Table 2-5 Dump truck requirement

	Year -2	Year -1	Year 1	Year 2	Year 3	Year 4	Year 5	Year 6	Year 7	Year 8	Total
Production											
Ore Hayl as Safil (1,000t)			848.2	776.6	776.6	776.6	776.6	776.6	776.6	776.5	6,284.3
Rakah (1,000t)			0.0	303.4	303.4	303.4	303.4	303.4	303.4	303.5	2,123.9
Total (1,000t)			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 Hayl as Safil (1,000t)	6,000.0	6,000.0	1,714.6	1,759.1	2,123.1	1,637.4	849.6	631.8	643.5	258.3	21,617.4
Rakah (1,000t)	6,000.0	6,000.0	2,136.0	1,747.7	1,028.4	1,222.3	1,019.6	578.6	447.8	596.4	8,776.8
Total (1,000t)	6,000.0	6,000.0	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	88,802.4
Ore from Rakah (1,000t)			0.0	303.4	303.4	303.4	303.4	303.4	303.4	303.5	2,123.9
D.T. productivity (1,000t/y)	209.9	209.9	209.9	209.9	209.9	209.9	209.9	209.9	209.9	209.9	
D.T. units (units)	0.0	0.0	0.0	1.4	1.4	1.4	1.4	1.4	1.4	1.4	
Other materials (1,000t)	6,000.0	6,000.0	4,698.8	4,283.4	3,928.1	3,636.3	2,645.8	1,987.0	1,867.9	1,631.2	36,678.5
D.T. productivity (1,000t/y)	607.5	607.5	607.5	607.5	607.5	607.5	607.5	607.5	607.5	607.5	
D.T. units (units)	9.9	9.9	7.7	7.1	6.5	6.0	4.4	3.3	3.1	2.7	
Total D.T. units (units)	9.9	9.9	7.7	8.5	7.9	7.4	5.8	4.7	4.5	4.1	
D.T. mechanical availability	80.0%	77.5%	75.0%	72.5%	70.0%	67.5%	65.0%	62.5%	60.0%	57.5%	
D.T. units required	12	13	10	12	11	11	9	8	8	7	

Dump Truck Productivity

(1) Ore from Rakah

*Hauling distance (one way) 100m in ave.

In-Pit 625m

Access 625m

Out-Pit 4,620m

Total 5,345m

Round trip 10,690m

*Cycle time (D.T. speed 15.0Km/hr)

Running 10,690/(15,000/60)=42.8 min

Loading 3.0

Dumping 0.5

Total 46.3 min

*Productivity

360x6/7x3x(8.0-1.0)x50=324,000 min/year

324,000/46.3x30=209,935 t/year

(2) Other materials

*Hauling distance (one way) 100m in ave.

In-Pit 625m

Access 625m

Out-Pit 835m

Total 1,561m

Round trip 3,122m

*Cycle time (D.T. speed 15.0Km/hr)

Running 3,122/(15,000/60)=12.5 min

Loading 3.0

Dumping 0.5

Total 16.0 min

*Productivity

360x6/7x3x(8.0-1.0)x50=324,000 min/year

324,000/16.0x30=607,500 t/year

**Average output hauling distance for other materials.

	Tonnage	Distance
Hayl as Safil	6,284.3	600
Ore	21,617.4	1,000
Waste	8,776.8	600
Rakah Waste	36,678.5	836
Average		

Table 2-6 Mining schedule

Level	Year -2		Year -1		Year 1		Year 2		Year 3		Year 4		Year 5		Year 6		Year 7		Year 8		Total			
	Waste	Ore	Waste	Ore	Waste	Ore	Waste	Ore	Waste	Ore	Waste	Ore	Waste	Ore	Waste	Ore	Waste	Ore	Waste	Ore	Waste	Ore	Total	
H.S.	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	(1,000t)	
780	67.2																						67.2	
770	134.4																						134.4	
760	302.4																						302.4	
750	313.6																						313.6	
740	358.4																						358.4	
730	515.2																						515.2	
720	560.0																						560.0	
710	772.8																						772.8	
700	1,556.8																						1,556.8	
690	1,419.2	2,198.4																					3,617.6	
680	2,979.2																						2,979.2	
670	822.4	1,011.3	1,066.6		800.0		200.0																2,889.0	
660	660	481.2	244.8		500.0		900.0		300.0														2,990.3	
650	650	255.7	403.2		395.3	346.1	700.0		300.0														1,944.8	
640	640	381.3	113.0		342.7	150.9	300.0		300.0														1,749.3	
630	630				433.9	172.2	485.8	323.5	300.0														1,887.9	
620	620				290.8	108.8	290.8	496.1	156.1	200.0													1,000.8	
610	610							280.5	93.5	502.4	146.7												1,351.8	
600	600									274.2	85.1												782.9	
590	590																						541.2	
580	580																						532.9	
570	570																						307.1	
560	560																						43.3	
550	550																						228.1	
S-TTL	6,000.0	6,800.0	848.2	1,714.6	776.6	1,759.1	776.6	2,123.1	776.6	1,637.4	776.6	849.6	776.6	849.6	776.6	631.8	776.6	643.5	258.3	6,284.3	21,617.4	27,901.7	58.9	
Rakab																								
670																								1,142.4
660																								1,993.6
650																								156.1
640																								275.1
630																								432.3
620																								373.8
610																								325.5
600																								491.4
590																								282.6
580																								414.7
570																								157.5
560																								249.5
S-TTL	0.0	0.0	0.0	2,136.0	303.4	1,747.7	303.4	1,028.4	303.4	1,222.3	303.4	1,019.6	303.4	1,019.6	303.4	578.6	303.4	447.8	596.4	2,123.9	8,776.8	10,900.7	80.5	
Total	6,000.0	6,800.0	848.2	3,850.6	1,080.0	3,506.8	1,080.0	3,151.5	1,080.0	2,859.7	1,080.0	1,869.2	1,080.0	1,210.4	1,080.0	1,091.3	1,080.0	854.7	1,994.7	8,408.2	30,394.2	38,802.4		
	6,000.0	6,800.0		4,698.8		4,356.8		4,231.5		3,939.7		2,949.2		2,290.4		2,171.3								

Table 2-7 Mining annual production (1)

Level	Year 1						Year 2						Year 3						Year 4						Year 5													
	Tonnage		Grade		Content		Tonnage		Grade		Content		Tonnage		Grade		Content		Tonnage		Grade		Content		Tonnage		Grade		Content									
	(1,000t)	(%)	(g/t)	(%)	(t)	(kg)	(1,000t)	(%)	(g/t)	(%)	(t)	(kg)	(1,000t)	(%)	(g/t)	(%)	(t)	(kg)	(1,000t)	(%)	(g/t)	(%)	(t)	(kg)	(1,000t)	(%)	(g/t)	(%)	(t)	(kg)								
H.S.	101.3	1.59	0.17	1.606	8	17.2																																
670	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
680	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
690	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
700	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
710	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
720	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
730	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
740	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
750	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
760	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
770	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
780	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
790	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
800	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
810	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
820	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
830	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
840	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
850	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
860	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
870	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
880	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
890	481.2	1.13	0.59	5.424	7	285.2																																
900	285.7	1.64	0.74	4.368	1	195.45																																
S. Totl	848.2	1.34	0.59	11.399	6	497.77	776.6	1.40	0.67	10.908	2	520.42	776.6	1.37	0.73	10.653	7	570.69	776.6	1.71	0.71	13.261	5	551.42	776.6	1.57	0.43	12.193	7	359.40								
Rakah																																						
650						152.6	166.1	1.49	0.92	2.472	3	152.6																										
640						81.30	137.3	1.73	0.60	2.390	5	81.30	137.8	1.73	0.60	2.390	5	82.1																				
630																																						
620																																						
610																																						
600																																						
590																																						
580																																						
570																																						
560																																						
S. Totl	0.0					0.0	303.4	1.60	0.77	4.854	8	234.42	303.4	1.45	0.64	4.408	8	193.91	303.4	1.18	0.65	3.574	8	197.16	303.4	0.88	0.47	2.661	5	141.25								
Total	848.2	1.34	0.59	11.399	6	497.77	1,080.0	1.46	0.70	15.762	9	754.84	1,080.0	1.39	0.71	15.062	5	764.60	1,080.0	1.56	0.69	15.836	2	748.59	1,080.0	1.38	0.47	14.875	2	510.65								

Table 2-7 Mining annual production (2)

Level	Year 6				Year 7				Year 8				Total								
	Tonnage		Grade		Tonnage		Grade		Tonnage		Grade		Tonnage		Grade						
	Cu	Au	(%)	(g/t)	Cu	Au	(%)	(g/t)	Cu	Au	(%)	(g/t)	Cu	Au	(%)	(g/t)					
H.S.	(1,000t)	(t)	(kg)	(t)	(1,000t)	(t)	(kg)	(t)	(1,000t)	(t)	(kg)	(t)	(1,000t)	(t)	(kg)	(t)					
670																					
660																					
650																					
640																					
630																					
620																					
610	502.4	0.84	0.44	4,207.7	223.0																
600	274.2	0.78	0.50	2,125.9	135.77	367.0	0.78	0.50	2,845.3	181.7											
590						409.6	1.37	0.84	5,630.8	342.51	123.3	1.37	0.84	1,695.0	103.1	532.9	1.37	0.84	7,325.8	445.61	
580											307.1	1.09	0.37	3,345.0	112.9	307.1	1.09	0.37	3,345.0	112.92	
570											228.1	0.70	0.15	1,586.5	33.5	228.1	0.70	0.15	1,586.5	33.48	
560											63.8	0.59	0.17	379.3	11.1	63.8	0.59	0.17	379.3	11.08	
550											54.2	0.38	0.08	203.9	4.3	54.2	0.38	0.08	203.9	4.32	
S.Tt1	776.6	0.82	0.46	6,383.6	358.79	776.6	1.09	0.68	8,476.1	524.23	776.5	0.93	0.34	17,209.7	264.91	6,284.3	1.28	0.58	180,436.0	3,657.64	
Rakati																					
660																					
640																					
630																					
620	38.7	0.88	0.47	342.0	18.0																
610	264.7	1.21	0.92	3,205.5	243.22	60.8	1.21	0.92	736.3	55.9											
600						242.6	1.42	0.37	3,445.8	69.47	40.0	1.42	0.37	568.1	14.8	282.6	1.42	0.37	4,013.9	104.22	
590											157.5	0.83	0.26	1,309.4	41.7	157.5	0.83	0.26	1,309.4	41.70	
580											21.4	0.41	1.35	87.7	29.0	21.4	0.41	1.35	87.7	28.99	
570											5.6	0.39	0.53	21.9	3.0	5.6	0.39	0.53	21.9	2.97	
560											79.0	0.88	0.66	696.6	52.0	79.0	0.88	0.66	696.6	51.96	
S.Tt1	303.4	1.17	0.86	3,547.6	261.24	303.4	1.38	0.48	4,182.0	145.34	303.5	0.88	0.46	2,674.7	140.37	2,123.9	1.22	0.62	125,924.2	1,313.68	
Total	1,080.0	0.91	0.57	19,881.1	620.03	1,080.0	1.17	0.62	12,656.2	669.56	1,080.0	0.92	0.38	19,884.4	405.23	8,408.2	1.26	0.59	106,360.2	4,971.32	

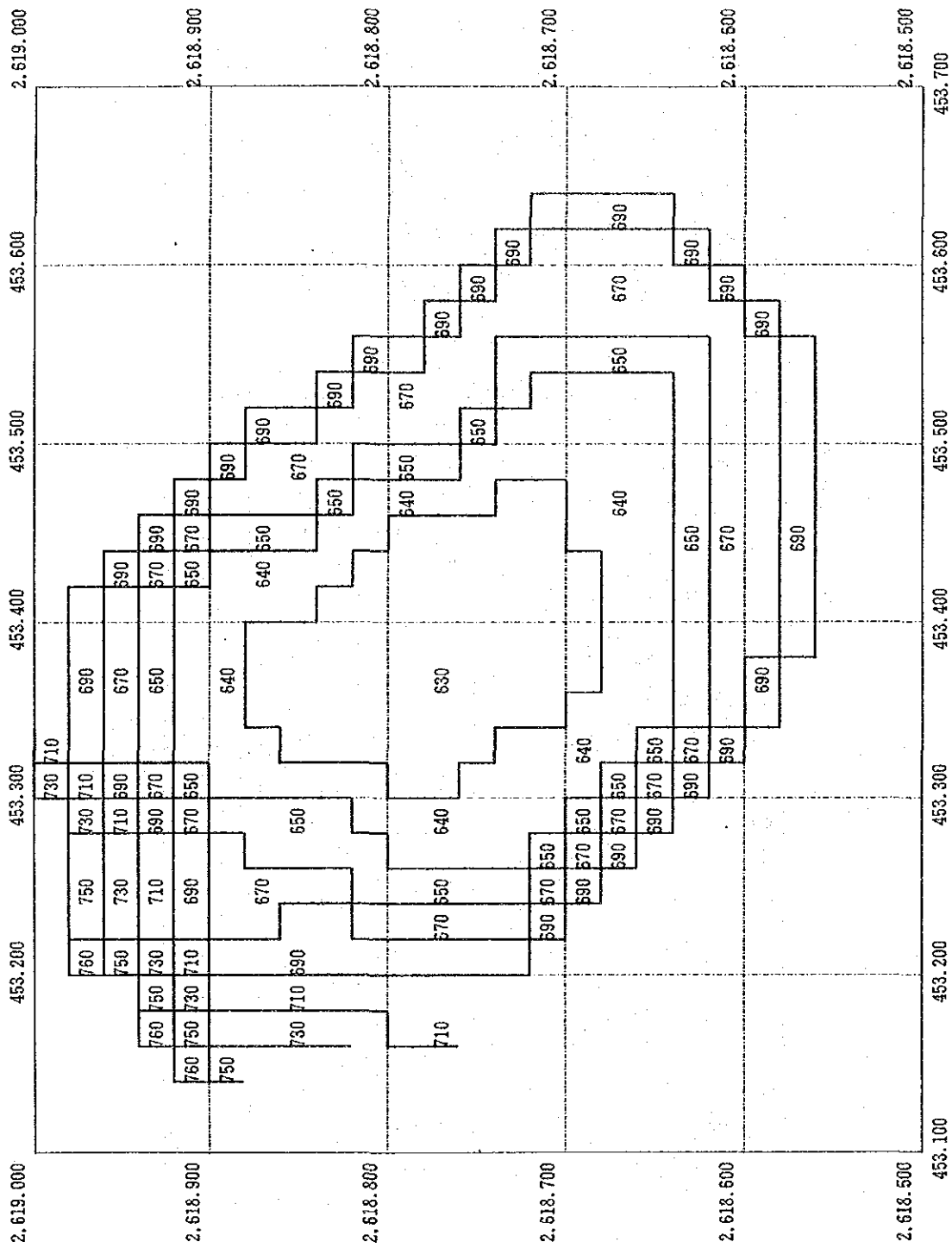


Fig. 2-7 Open pit after 3 years production for the Hayl as Safil deposit

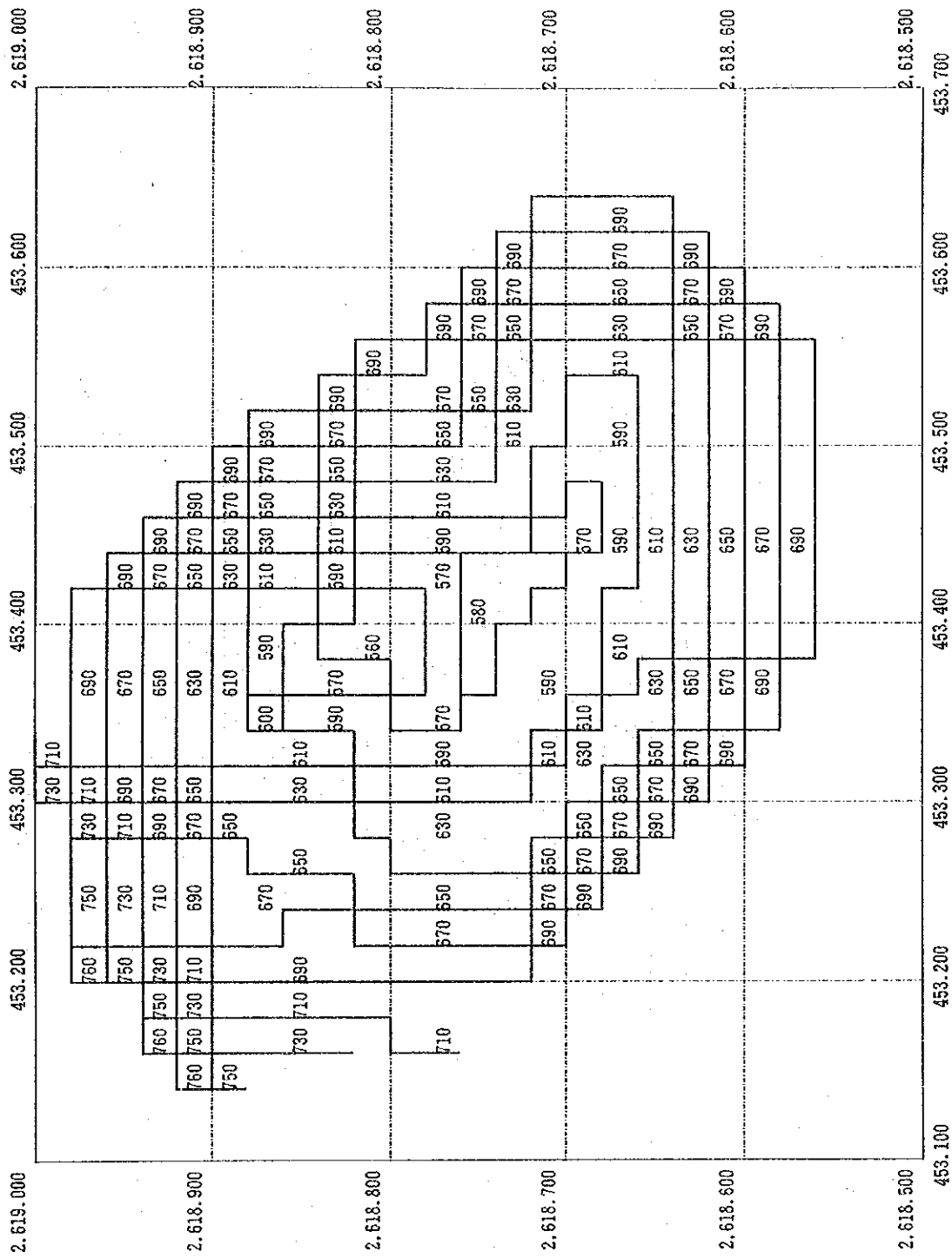


Fig. 2-8 Final pit of the Hayl as Safil deposit

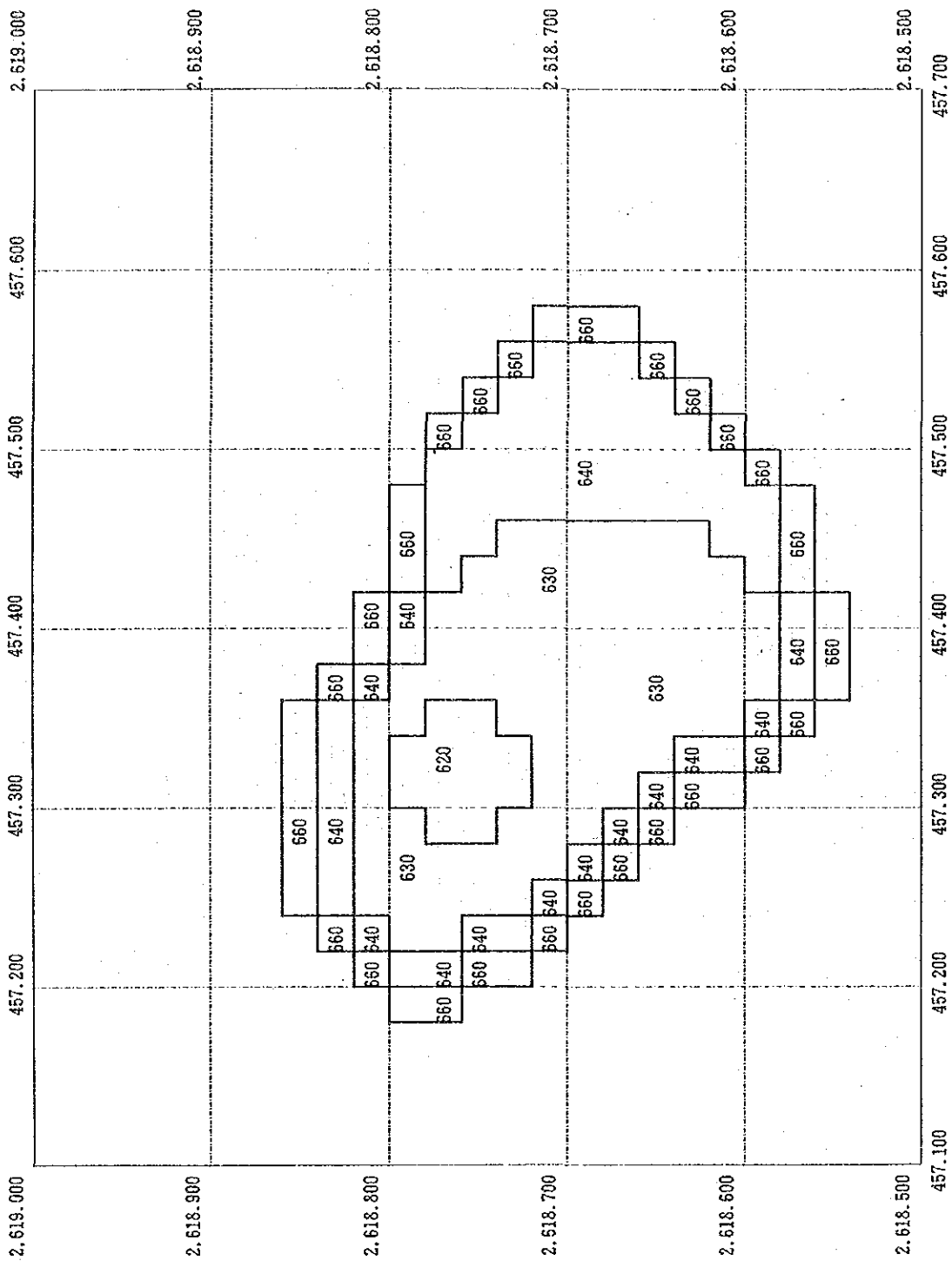


Fig. 2-9 Open pit after 3 years operation for the Rakah deposit

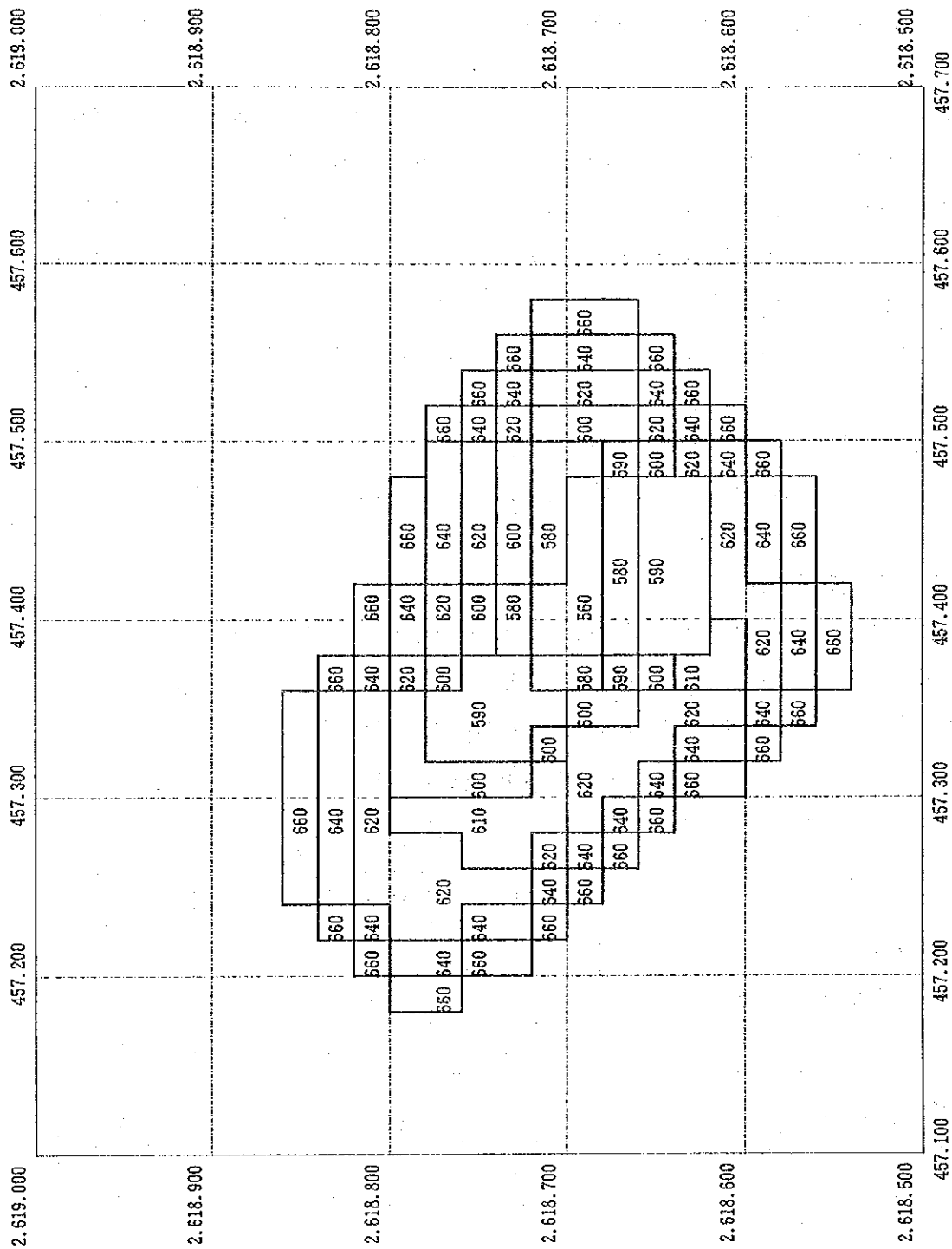


Fig. 2-10 Final pit of the Rakah deposit

2-4-2 採掘方法

粗鉱生産開始後の採掘方法は基本的には、剥土方法と同様である。まずDHDによる削孔発破を行い、その削孔繰り粉の銅品位分析結果から鉱石処理とするか或はズリ処理とするかを1孔毎に決定する。最終残壁の発破は小孔径クローラードリルを用いスムーズブラスティングで仕上げる。

積み込みはフロントエンド・ローダーまたはハイドロリック・エクスカベーターによる。下部ベンチの採掘を開始するため下り勾配のアクセスを開削する場合には、ハイドロリック・エクスカベーターによる必要がある。

運搬は30トンのアーティキュレーテッド・ダンプトラックによる。捨て石たい積場にはブルドーザーを配置しておき逐次整形を進めてゆく。

積み込み場の路面整備はブルドーザーにより、また運搬道路の路面整備はモーター・グレーダーによる。

操業は剥土工事と同様3方24時間操業とする。

典型的採掘ベンチ断面図および典型的削孔パターンは剥土方法に示したものと同様である。

2-4-3 操業コスト

取扱トン当りコストを運搬距離の相違から、ラカー鉱床の鉱石とそれ以外（ハイル・アス・サヒル鉱床の鉱石と両ピットのズリ）の2種類に分けて計算した。この結果Table 2-8 に示すようにラカー鉱石がトン当りUS\$ 153.9、それ以外がUS\$ 112.1である。

Table 2-8 Mining operation cost

	Unit Cost (US \$/t)			
	Labour	Supply	Equipment	Total
Rakah Ore				
Drill & Blast Ore	5.4	14.4	8.0	27.8
Excavation, Load & Haul	40.2	0.0	85.9	126.1
Total	45.6	14.4	93.9	153.9
Other Material				
Drill & Blast Ore	5.4	14.4	8.0	27.8
Excavation, Load & Haul	29.0	0.0	55.3	84.3
Total	34.4	14.4	63.3	112.1

2-4-4 採鉱組織及び人員計画

採鉱の組織は次に示す5グループに分けられている。

- ① 地質
- ② 生産計画及び測量
- ③ 採鉱操業
- ④ 採鉱重機修理
- ⑤ 事務

第6章にまとめた組織図の内、Fig. 6-1(2)に上記採鉱組織を示す。また、採鉱操業初年度において必要な重機オペレータの数をTable 2-9に示す。オペレータは3方24時間操業で1週間当たり6日操業に対応する員数を確保した。採鉱取扱量が漸次減少してゆく事から、採鉱の人員数も年々減少してゆくこととなる。

Table 2-9 Mining operators manning plan

Equipment	Units	Operator		Assis- tant	Total
		I	II		
Drill	2	6		6	12
Front End Loader	2	4	3		7
Hydraulic Excavator	2	4	3		7
Dump Truck	12	20	25		45
Bulldozer	3	5	5		10
Motor Grader	1	2	2		4
Backhoe	1	1	1		2
Blasting Crew		1	1	3	5
Total		43	40	9	92

第3章 選鉱

3-1 選鉱試験

ハイル・アス・サhil鉱床およびラカー鉱床の鉱石を対象に、有価鉱物の最適回収条件を明らかにすると共にその浮選方法を確立することにより、鉱山開発計画調査における選鉱設計の基礎資料とすることを目的とする。試験はすべて三菱金属株式会社中央研究所で実施した。

3-1-1 試験要項

(1) 試験試料

試験試料は、昭和63年度オマーン国ラカー地域で実施したボーリング調査により得られたボーリングコアの一部で、ハイル・アス・サhil鉱床の塊状鉱が若干混入したストックワーク状鉱、ラカー鉱床のストックワーク状鉱およびラカー鉱床の塊状鉱の3種類である。

以後、これら鉱石をハイル・アス・サhil鉱、ラカーストックワーク状鉱およびラカー塊状鉱と呼称する。なお、試料の詳細をTable 3-1 に示す。

(2) 試験項目

(i) 鉱石の性状、物性試験

鉱石の性状を知るため以下の項目について試験を行った。

- ① 化学分析
- ② X線回折法による鉱物同定および鉱物組成の推定
- ③ 顕微鏡による鉱物学的研究
- ④ 鉱石からの溶出イオンの測定
- ⑤ 仕事指数の測定
- ⑥ 真比重の測定

(ii) 基礎浮選試験

それぞれの鉱石について有価鉱物の浮選特性を明らかにすると共に、その最適回収条件を検討するため、以下の2種類の浮選方式について試験をした。

(a) ストレート浮選試験

粗選で極力黄鉄鉱を抑制し、銅鉱物のみを浮かして回収する方式で、以下の項目について試験

Table 3-1 List of samples for bench scale flotation testwork

Hayl as Safil ore (Weight 76.6 kg)

Hole No.	Depth (m)		Type of ore	D.L. m	Au g/t	Ag g/t	Cu %	Zn %
	from	to						
MJO-A1	77.60	80.60	massive ore with siliceous frag	3.00	2.0	4.1	0.76	0.06
	91.70	95.50	stockwork ore	3.80	tr	0.3	0.85	0.17
	108.40	112.00	stockwork ore	3.60	0.5	2.5	0.42	0.44
	114.80	115.70	stockwork ore	0.90	0.6	3.1	1.38	0.69
MJO-A2	38.80	40.30	sulfide dominant stockwork ore	1.50	1.7	10.8	0.91	0.25
	46.10	48.85	stockwork ore	2.75	0.7	2.7	0.45	0.21
	49.90	50.80	stockwork ore	0.90	0.5	1.8	1.03	0.06
	53.80	63.45	stockwork ore	9.65	0.3	1.3	1.18	0.15
MJO-A4	86.70	88.70	stockwork ore	2.00	0.4	3.0	2.42	0.44
	81.10	82.50	massive ore	1.40	2.1	5.5	3.32	0.37
HS -17	59.50	60.20	massive ore	0.70	1.3	10.4	9.00	1.88
total				30.2	0.7	2.8	1.29	0.27

Rakah stockwork ore (Weight 69.0 kg)

Hole No.	Depth (m)		Type of ore	D.L. m	Au g/t	Ag g/t	Cu %	Zn %
	from	to						
MJO-B2	93.00	96.80	stockwork ore	3.80	0.6	1.7	0.86	0.48
	141.50	143.40	stockwork ore	1.90	0.1	0.2	0.56	0.04
MJO-B4	49.00	54.70	stockwork ore	5.70	0.2	1.6	0.70	0.19
	76.00	80.10	stockwork ore	4.10	0.7	1.0	0.62	0.52
MJO-B5	52.80	55.60	stockwork ore	2.80	0.3	1.5	1.07	0.06
	62.90	65.70	stockwork ore	2.80	0.5	1.2	3.17	0.13
MJO-B6	115.10	117.70	stockwork ore	2.60	0.3	0.6	0.56	0.03
	53.70	57.70	stockwork ore	4.00	0.2	0.5	1.44	0.03
total				27.7	0.4	1.1	1.08	0.21

Rakah massive ore (Weight 47.8 kg)

Hole No.	Depth (m)		Type of ore	D.L. m	Au g/t	Ag g/t	Cu %	Zn %
	from	to						
MJO-B1	35.00	37.00	massive ore	2.00	6.9	18.0	1.70	0.08
	37.00	39.00	massive ore	2.00				
	39.00	41.70	massive ore	2.70	12.7	26.6	2.02	0.09
	41.70	43.40	massive ore	1.70				
	43.50	45.00	massive ore	1.50	9.2	6.9	1.60	0.09
	45.00	46.90	massive ore	1.90				
	46.90	50.60	massive ore	3.70	9.2	7.0	1.30	0.15
total				15.5	9.7	14.6	1.62	0.11

をした。

- ① 給鉱サイズの比較試験
- ② 捕収剤比較試験
- ③ 浮選速度試験

(b) バルク優先浮選試験

粗選ではCu鉱物を黄鉄鋼と共に浮かして回収し、このバルク浮鉱を再磨鉱した後、Cu鉱物と黄鉄鋼の分離を行う方法で、以下の項目について試験をした。

- ① 給鉱サイズの比較試験
- ② 粗選におけるpH比較試験
- ③ 精選におけるCu鉱物と黄鉄鋼の分離pH比較試験

(c) 総合浮選試験

基礎浮選試験の結果にもとずきハイル・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総合浮選試験を行い、この鉱石に最も適する浮選方式を検討した。

(3) 試料調製

試料の調製はFig. 3-1 に示すフローチャートに従って行った。

試料は重量を測定した後、ジョークラッシャ、ロールジョークラッシャ2段で-12.7mmに粗粉碎する。この粉碎産物の篩分けで得られる-12.7/+9.52mm産物から四分法で1 Kgを採取し、ハードグローブ粉碎性試験の試料とした。残試料はさらにロールクラッシャで-1.68mmに粉碎した後、四分法で1 Kgのロットに縮分し、ファスナー付ポリビニール袋に窒素ガスを封入し保存した。

化学分析、X線回折測定などの性状、物性試験は、調製試料の1ロットを用いて行った。他の調製試料は浮選試験に供した。

(4) 化学分析方法

試料および浮選産物の化学分析はTable 3-2 に示す方法で行った。

(5) 使用機器および試薬

試験に用いた機器および試薬をTable 3-3 およびTable 3-4 に示す。

(6) 使用用水

浮選試験においては、中央研究所の井戸水を用いた。また、鉱石の溶出試験ならびに試薬の溶

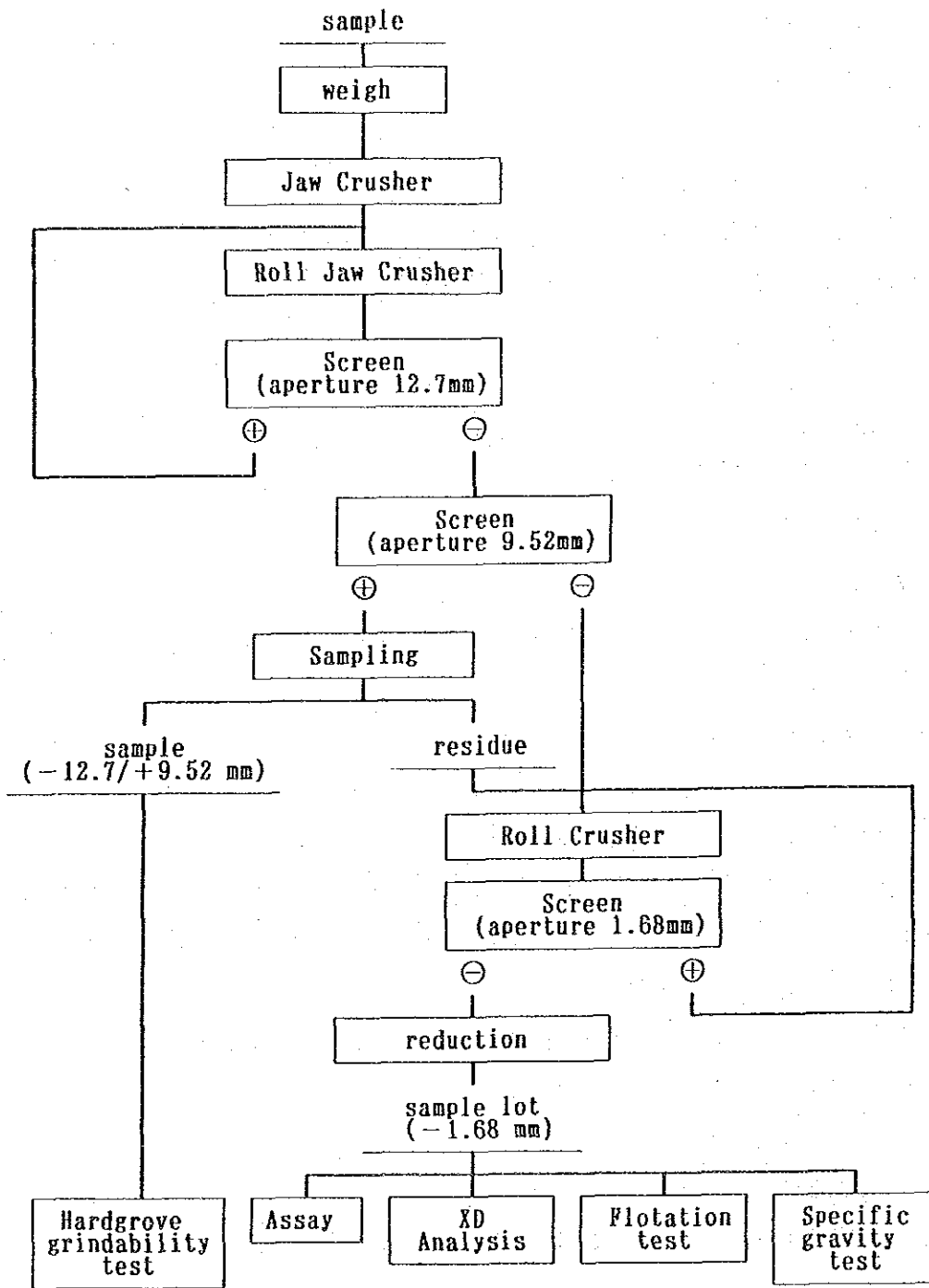


Fig. 3-1 Flowchart of sample preparation

Table 3-2 Assay method

Element	Assay method	Reference
Au, Ag SiO ₂ As Fe S Hg Mo, Cd, Zn, Pb Cu, Al, Ca, Mg	Fire assay Precipitation gravimetry Absorptiometric method with AgDDC Permanganate titration Precipitation gravimetry Atomic absorption analysis ICP (Inductively coupled argon plasma emission spectrophotometer) analysis	head sample
Au, Ag Cu Zn Fe S	Atomic absorption analysis Absorptiometric method Chelatometric titration Permanganate titration Precipitation gravimetry	flotation product

Table 3-4 List of chemicals used throughout bench scale flotation testwork

Chemical	Abbreviations	Component	Manufacturer
AERO 350 Xanthate	KAX	potassium salt of amyl dithiocarbonic acid	ACC ¹⁾
AERO 3501 Promoter	AP3501	sodium diisoamyl dithiophosphate	ACC
AEROPHINE	AP3418	dialkyl dithiophosphate	ACC
3418A Promotor			
AERO 404 Promoter	AP404	sodium salt of mercaptobenzothiazole	ACC
AEROFROTH 65	AF65	polypropylene glycol	ACC
Slaked lime	lime	calcium hydroxide	
Sodium hydrogen	NaHSO ₃	sodium hydrogen	Wako ²⁾
Zinc sulfate	ZnSO ₄	zinc sulfate (ZnSO ₄ · 7H ₂ O)	Wako

1) ACC : American cyanamid Company

2) Wako : Wako pure chemical industries, Ltd.

Table 3-3 List of test machines used in bench scale flotation testwork

Test machine	Model	Specification	Manufacturer	reference
Laboratory jaw crusher		Open opening: 170×110mm, Open discharge setting: 27 to 20mm, 2.2KW	Otsuka Tekkou Co., Ltd.	Sample prepa- ration
Laboratory roll jaw crusher	R-52	Feed opening: 125×50mm, Open discharge setting: 10 to 7mm, 1.5KW	Otsuka Tekkou Co., Ltd.	
Laboratory roll crusher		Roll size: φ180×130mm, Discharge setting: 3 to 0.5mm, 1.5KW	Satou Seisakusho Co.	
Hardgrove grindability test machine		In conformity to JIS M8801 , 0.1KW	Yoshida Seisakusho Co.	Physical &
X-ray diffractometer	RAD-3C	Scintillation counter	Rigaku Co., Ltd.	mineralogi
Electron probe micro analyzer	JXA-8600M		JEOL Co., Ltd.	cal test
Laboratory ball mill		Cell size: φ150×185mm, 0.2KW	Homemade	Flotation
Laboratory flotation machine	D-1	Denver type, Tank size: 250,500g & 1kg, 1/4HP	Denver Equipment Co.	test
Laboratory flotation machine		Denver type, Tank size: 200g, 0.2KW	Sugimoto Tekkou Co.	
Laboratory flotation machine		Denver type, Tank size: 100g, 0.1KW	Sugimoto Tekkou Co.	
Oven	TG100-2	Forced convection cycle type	EM Kousetsu Co., Ltd.	
Oven	DS-42	Natural convection type	YAMATO Scientific Co.	
Balance		Weighing range: 10g - 10kg	Murayama Seisakusho Co	
Precision balance	PT3-1200D	Weighing range: 10mg - 1200g	Chuou Keiryoki	
pH meter	HM-1k		Seisakusho Co. TOA Electronics Ltd.	

解には蒸留水を用いた。

(7) 試験方法

(i) 仕事指数

正式の仕事指数の測定には多量の鉍石試料が必要であるが、今回は十分な量がないのでハードグローブ法による簡易法により求めた。ハードグローブ粉砕性試験は、JIS 規格ハードグローブ粉砕性試験機を用いて行った。

仕事指数はハードグローブ指数より (1)、(2) 式にて換算する。

$$W_i = 400 / (Hb)^{0.86} \quad (1)$$

$$W_i = 435 / (Hb)^{0.91} \quad (2)$$

(1) 式は石原により、また (2) 式は Bondにより示されたものである。

(ii) 真比重

真比重はJIS A 1202にもとづき、50mlのピクノメーターを用いて測定した。

(iii) 溶出試験

試料500gに蒸留水335gを添加し、試験室用ボールミルで16分間磨鉍する。磨鉍されたスラリーをろ過した後、そのろ液についてCu、Zn、Feの分析を行った。

(iv) 浮選試験

磨鉍

鉍石 500g を試験室用ボールミルに入れ、パルプ濃度60% で、所定時間磨鉍する。挿入鋼球量は 4kg、ミル回転数は138 r.p.m.である。ただし、ラカー塊状鉍については試料400g、パルプ濃度50% とした。Table 3-5 に磨鉍時間と磨鉍産物の粒度分布の関係を示す。

浮選

粗選試験はセル容量 500g のデンバー型浮選試験機を用いてパルプ濃度35% で行った。また、精選試験はパルプ濃度が現実的濃度に近くなるようにセル容量 500g、200g および 100g のデンバー型浮選試験機を適宜用いて行った。

Table 3-5 Screen analysis of ground samples

Hayl as Safil ore

SIZE FRACTION (μm)	GRINDING TIME							
	8 min.		11 min.		13 min.		16 min.	
	W%	Σ W%	W%	Σ W%	W%	Σ W%	W%	Σ W%
+1000	0.25	100.00	0.05	100.00	0.00	100.00	0.00	100.00
-1000 /+ 710	0.16	99.75	0.06	99.95	0.00	100.00	0.00	100.00
- 710 /+ 500	0.26	99.59	0.07	99.90	0.08	100.00	0.00	100.00
- 500 /+ 250	3.65	99.34	0.50	99.82	0.16	99.92	0.10	100.00
- 250 /+ 177	7.72	95.69	2.32	99.32	0.89	99.76	0.20	99.90
- 177 /+ 149	5.45	87.96	4.20	97.00	1.29	98.87	0.60	99.70
- 149 /+ 105	19.89	82.52	15.00	92.80	11.46	97.58	5.21	99.10
- 105 /+ 74	11.64	62.63	14.95	77.80	14.32	86.12	11.87	93.89
- 74 /+ 53	13.59	50.99	16.94	62.86	19.35	71.80	20.24	82.02
- 53 /+ 37	8.33	37.40	10.31	45.92	12.22	52.45	15.36	61.78
- 37	29.07	29.07	35.61	35.61	40.23	40.23	46.42	46.42
TOTAL	100.00		100.00		100.00		100.00	

Rakah stockwork ore

SIZE FRACTION (μm)	GRINDING TIME							
	9 min.		11 min.		13 min.		16 min.	
	W%	Σ W%	W%	Σ W%	W%	Σ W%	W%	Σ W%
+1000	0.59	100.00	0.00	100.00	0.00	100.00	0.00	100.00
-1000 /+ 710	0.61	99.41	0.00	100.00	0.00	100.00	0.00	100.00
- 710 /+ 500	0.86	98.79	0.60	100.00	0.20	100.00	0.06	100.00
- 500 /+ 250	6.86	97.93	1.90	99.40	0.53	99.80	0.11	99.94
- 250 /+ 177	9.04	91.07	4.57	97.50	1.82	99.26	0.36	99.83
- 177 /+ 149	5.23	82.04	3.87	92.93	2.66	97.44	0.63	99.47
- 149 /+ 105	17.93	76.81	17.07	89.06	12.56	94.78	6.80	98.84
- 105 /+ 74	9.10	58.88	10.37	72.00	10.04	82.23	8.72	92.04
- 74 /+ 53	10.12	49.78	14.68	61.62	18.51	72.18	20.24	83.31
- 53 /+ 37	7.45	39.66	9.74	46.95	9.70	53.67	12.65	63.08
- 37	32.21	32.21	37.20	37.20	43.97	43.97	50.43	50.43
TOTAL	100.00		100.00		100.00		100.00	

Rakah massive ore

SIZE FRACTION (μm)	GRINDING TIME							
	4.5 min.		6.5 min.		8.5 min.		10.5 min.	
	W%	Σ W%	W%	Σ W%	W%	Σ W%	W%	Σ W%
+1000	1.82	100.00	0.85	100.00	0.28	100.00	0.15	100.00
-1000 /+ 710	1.47	98.18	0.60	99.15	0.20	99.72	0.11	99.85
- 710 /+ 500	1.50	96.71	0.55	98.54	0.20	99.52	0.08	99.74
- 500 /+ 250	6.18	95.20	2.36	97.99	0.94	99.32	0.37	99.66
- 250 /+ 177	7.38	89.03	3.63	95.63	1.49	98.38	0.62	99.29
- 177 /+ 149	4.04	81.65	3.08	92.00	1.22	96.89	0.56	98.67
- 149 /+ 105	16.12	77.61	15.70	88.92	9.38	95.67	6.16	98.10
- 105 /+ 74	11.05	61.48	13.18	73.23	14.14	86.29	11.28	91.95
- 74 /+ 53	9.51	50.43	11.26	60.04	12.85	72.15	15.64	80.67
- 53 /+ 37	7.53	40.92	9.55	48.78	14.75	59.30	13.52	65.03
- 37	33.40	33.40	39.23	39.23	44.55	44.55	51.51	51.51
TOTAL	100.00		100.00		100.00		100.00	