

冶金工业部赴加拿大黄金矿山实习组

三个黄金选矿厂工艺介绍

(金厂峪实习组)

一九七九年十二月

冶金工业部赴加拿大矿山实习组于1979年9月11日去加拿大共考查六周时间，分三个组第一组考查的选矿厂有帕莫尔、波丘潘矿山有限公司的舒玛赫选矿厂帕莫尔1号选矿厂和多美矿山有限公司多美选矿厂，本文主要介绍三个选矿厂的工艺及技术经济指标，供参考。

帕莫尔·波丘潘矿山有限公司

目 录

- 一、帕莫尔——波丘潘矿山有限公司
舒玛赫选矿厂介绍..... 1
- 二、帕莫尔——波丘潘矿山有限公司
帕莫尔 1 号选矿厂介绍..... 11
- 三、多美矿山有限公司多美选矿厂介绍..... 14

帕莫尔·丘波潘矿山有限公司

舒瑪赫选矿厂

舒瑪赫选矿厂是帕莫尔·波丘潘矿山有限公司选矿厂之一，位于加拿大安大略省多伦多北约450公里的堤密斯城舒瑪赫区，该厂建于一九三六年。该矿原属于麦金太尔矿山有限公司，一九七三年底卖给帕莫尔·波丘潘矿山有限公司，原来只选金，一九六二年以后开始产铜，金、铜选矿原是分成单独的两套选矿工艺，于一九七六年金铜合并一起选别，即铜、金混合选矿流程，其工艺为优先选铜，再选黄铁矿，铜精矿送精炼厂冶炼，黄铁矿精矿用氰化法提金，金产于铜精矿约占77%，产于氰化金23%左右。金的回收率为86%，铜回收率为84%。

舒瑪赫矿区岩石特征

舒瑪赫矿区是一系列玄武岩夹有碳质岩层，包括有页岩、板岩、火山碎屑岩，凝灰岩，还有好几个石英长石斑岩柱，在许多地方岩石高度解理化，长石经广泛蚀变为绢云母、碳酸盐。

舒瑪赫矿矿石及矿物：

石英白云石脉占金矿石带的25%，在这类矿脉中含有少量的电气石、绢云母、砷黄铁矿，黄铁矿、磁铁矿、闪锌矿、黄铜矿和自然金，围岩一般为强烈蚀变的玄武岩。这类矿含黄铁矿约为2%。

碳质矿石占金矿带的20%，在这种矿中有相当多的结核黄铁矿，黄铜矿和金。

铜矿化含石英矿占10%，钠长石，碳酸盐、硬石膏和黄铁矿占3—4%。另外还有少量的黄铜矿，斑铜矿，黝铜矿及金和银。

入选原矿石多元素分析见表1

表1

元素	Au 克/吨	Ag 克/吨	Cu	Fe	Pb	Zn	S	C	As	不溶物	FeS	Fe _n Sn _{n-1}
含量%	2.64	3.11	0.17	5.21	0.01	0.05	1.8	0.32	0.05	73.16	3.74	3.45

注：上表分析为本矿一九七九年十月五日分析。

选厂工艺概述

舒玛赫选矿厂规模为日处理3000吨的铜金选矿厂，矿石来源以本区井下出矿为主约占55%，有部分矿石自罗丝矿和堤敏斯矿。及帕莫尔3号矿。用汽车运到选厂露天堆矿场进行破碎。矿石经破碎、磨矿后细度为60%—200目，用浮选法选出铜精矿，铜尾矿再选黄铁矿、黄铁精矿经再磨后用氰化法提金，金泥就地精炼成含金85%的合质金，出售给皇家造币厂。工艺流程见图1：

破碎工艺描述

本区矿石由采场经溜井给入井下储矿仓，再用爪式抓斗加链式给矿机给入设在井下的25"×40"颚式破碎机进行第一段破碎，产品用箕斗提升到地面1200吨粗矿仓，用轻型板式给矿机给入第二段破碎。

外来矿石用40~60吨的翻斗汽车运到选厂露天堆矿场，用铲运机给入设在地表的移动式25"×40"颚式破碎机粗碎，产品用皮带运输机直接给入第二段破碎。

二段用 $\phi 7'$ 标准型圆锥破碎机，排矿口为1 $\frac{1}{2}$ "，产品用皮带机给入2台并联5'×8'泰勒棒条筛，该筛与 $\phi 5\frac{1}{2}'$ 短头圆锥破碎机形成第三段闭路破碎，排矿粒度为 $\frac{1}{2}$ "送入100T缓冲矿仓。

四段破碎为6台4'×6'哈马尔振动筛与 $\phi 78" \times 18"$ 对辊机形成闭路、筛下产品为 $\frac{5}{32}$ "，给入3200吨粉矿仓供磨矿用。

磨矿工艺描述

破碎矿石用B=850%的皮带给矿机给入3台并联 $\phi 5' \times 16'$ 管型球磨机开路磨矿，1#、2#系统二段磨矿各为2台管型球磨机，一段磨矿与二段磨矿排矿合并用8"×6"胶泵扬入 $\phi 20"$ 克雷布斯旋流器进行闭路分级。3#系统二段磨矿为1台 $\phi 5' \times 16'$ 管磨机与 $\phi 20"$ 克雷布斯旋流器形成闭路磨矿。

旋流器溢流为磨矿最终产品浓度为40%，细度为60%—200目，送给浮选作业。本厂原来在一段磨矿排矿处用36"泛美跳汰扑收粗粒金再用8"×12"丹佛双室跳汰机精选，因效果不佳已经取消。

球磨机配175马力电机，转速为29转/分，衬板为硬镍铁合金，在磨矿中加入石灰(PH=9.5)和少量贫液作为铜浮选时的抑制剂。

选别工艺概述

该选厂原来为单一选金厂，一九六二年选铜系统投产，形成金、铜两套选别工艺。随着矿山开采向深部发展，矿石性质发生变化，磁黄铁矿含量增加，某些石英脉中出现了石墨质矿物，使入选矿石含碳量增高，给单一选金流程带来困难，氰化药剂耗量增高，氰化尾渣含金升高，最高可高出原含金量十倍以上。使生产无法进行。所以必须改变

原来工艺。于一九七六年将金、铜两个选别系统合并即：金、铜混合浮选，混合浮选尾矿再选含金黄铁矿，黄铁矿去氧化的工艺流程。这样就将65~70%金选入铜精矿，避免氧化损失，同时大量炭质矿物富集到铜精矿中，使其不进入氧化作业，另外对黄铁矿在进入氧化之前采用充气碱洗工艺消除磁黄铁的影响，同时在碱洗时加入煤油减轻剩余炭质矿物对氧化的影响。该矿炭质矿物分成两类，一类是“活性”的，一类是“非活性”的，后者对氧化影响较小，前者是有害的，它吸附已溶金，使尾渣含金增高，当其含量较少时加入煤油可以减轻影响，但当其含量高时加入煤油仍然效果差。在这种情况下，采取合理配矿，使其不能集中进入选厂。因此形成现在的选矿生产工艺。

浮选工艺描述

铜的浮选：

铜的浮选采用一粗、一扫，三次精选选别工艺，粗、扫选为四个系列，每列用12槽丹佛次A24#浮选机，前4槽为粗选，后8槽为扫选，三次精选共用8槽丹佛24#次A浮选机，一精4槽，二精、三精各两槽。中间产品返回大部分用泵。

铜精矿经 $\Phi 20'$ 层式浓密机脱水后给入 $\Phi 8\frac{1}{2}' \times 4'$ 盘式过滤机，滤并用皮带运输机送到厂外装火车运走，铜精矿含铜要求为25%，含金180~200克/吨，水份约为10%计量采用皮带秤。铜尾直接给入黄铁选矿系统。

选铜技术条件：浮选浓度：40%

细度：60%—200目

PH：9.0~9.5

浮选药剂：

异丙基黄药：6克/吨

D·F·C50 5克/吨

甲基异丁基甲醇：3克/吨

NaCN ： 2克/吨

浮选时间：粗扫选约为10~11分钟

黄铁矿浮选。

优先浮选铜的尾矿进入黄铁矿浮选流程，采用两次浮选。第一次用3台 $\Phi 10' \times 10'$ 马克斯威尔浮选槽串联选别，第二次选别用三列12槽24#丹佛浮选机，两次选别泡沫合并作为黄铁矿去再磨系统。再磨用一台 $\Phi 5' \times 10'$ 管磨机与 $\Phi 10''$ 旋流器形成闭路，溢流细度为95%—45 μ ，进入 $\Phi 50' \times 14'$ 层式浓密机脱药，浓度50%底流经2槽丹佛24#浮选机除铜后去氧化流程。除铜泡沫返回选铜流程。第二次黄铁浮选尾矿为最终选矿尾矿用8"×8"胶泵送入4台D10B型 $\Phi 265\text{mm}$ 旋流器分机，溢流用10"×8"胶泵直接打入距选厂1.5英里的尾矿坝，沉砂浓度为65~70%直接由选厂地板流入井下作尾砂充填料，其渗透率为

3" /时。

黄铁矿浮选条件：浮选浓度：35%

PH值 9.5

浮选药剂：异丙基黄药31克/吨

聚丙烯甲二乙醇醚：27克/吨

甲基异丁基甲醇：5克/吨

氰化工艺描述

舒玛赫选厂对含金黄铁矿氰化工艺采用预先碱洗，两浸两洗工艺，贵液净化后锌粉置换，金泥每月起一次，用转炉精炼成合质金。

氰化原矿量约占总原矿量的8—9%，一般实际氰原量为200~250吨/日，含金0.09~0.10盎司/吨，含铜0.2%，含炭2%，含硫为7~8%。

经脱药及除铜后的黄铁矿首先给入 $\phi 24' \times 20'$ 道尔搅拌槽进行碱洗，同时充进压缩空气，CaO浓度控制在0.4磅/吨溶液，在碱洗时加入煤油消除炭质对氰化的影响，用量为7~8克/吨，碱洗后的矿浆流进两台串联的 $\phi 24' \times 20'$ 道尔搅拌槽进行第一次浸出，然后经第一次洗涤，一次洗涤用 $\phi 50' \times 14'$ 层式浓密机与 $\phi 12' \times 14'$ 园筒真空过滤机串联洗涤，中间用 $\phi 11\frac{1}{2}' \times 16'$ 道尔搅拌槽作为缓冲槽。浓密机下层溢流为贵液，过滤机滤液返回浓密机做洗水，滤并用贫液调浆去第四台 $\phi 24' \times 20'$ 搅拌槽二次浸出，经过 $\phi 11\frac{1}{2}' \times 16'$ 道尔槽缓冲后给入第二台园筒过滤机二次洗涤，滤液返回浓密机，滤并为氰尾去尾矿坝。

浸洗工艺条件见表2

表2

设 备	1# $\phi 24'$ 道 尔 槽 碱 洗	2—3# $\phi 24'$ 道 尔 槽 一 次 浸 出	4# $\phi 24'$ 道 尔 槽 二 次 浸 出	层式浓密机 一 次 洗 1	过 滤 机 一 次 洗 2	过 滤 机 二 次 洗
给矿浓度%	35	35	50	35	50	50
排矿浓度%	35	35	50	50	75	75
CaO磅/吨液	0.4	0.4	0.3~0.4	/	/	/
NaCN磅/吨液	1.0	1.0	1.0	/	/	/

总浸出时间72~80小时

锌粉置换

该选厂采用标准的梅利尔—克罗装置进行锌粉置换，每天数量为700~750立方米的贵液从浓密机溢出后给入贵液储槽，加入絮凝剂及硝酸铅，然后扬入二台叶片

式真空净化器除去悬浮泥质，净化贵液直接吸入 $\phi 6' \times 12'$ 的真空脱氧塔脱氧，脱氧液用 $\phi 6''$ 巴布克型二级水泵压入2台52"梅利尔三角型压滤机进行置换过滤，锌粉加在两级水泵入口前。金泥每月起一次，尾液经计量后打入高位储槽备用，多余部分放进尾矿坝。

贵液含金品位0.02盎司/ m^3 ，含铜260~300克/ m^3 ，含Ca0.4磅/ m^3 ，含NaCN1.0磅/ m^3 。

锌粉规格：细度—45 μ ，含锌98%，包装采用铁皮加塑料袋，每桶50磅。

置换率：作业置换率：79年三季度93.46%

总置换率：79年三季度97.56%

因为贫液大部分返回使用，排放贫液只是一部分按排放液含金计算的置换率为总置换率。

选矿厂生产技术指标：

作业回收率及金属平衡

舒玛赫选矿厂1979年三季度金属平衡表

表3

项目 产 品	矿量吨	品 位		含 金 属 量		分 布 率	
		Cu %	Au 盎司/吨	Cu 吨	An盎司	Cu %	Au %
原 矿	203634	0.2436	0.077	496.08	15748.4	100	100
铜 精	2030	21.05	5.807	427.31	11787.5	86.14	74.85
铜 尾	201604	0.0341	0.0196	68.77	3960.5	13.86	25.15
黄铁精矿	19003	0.2276	0.1199	43.25	2278.8	8.72	14.47
黄铁尾矿	182601	0.014	0.0092	25.52	1682.1	5.14	10.68
氰尾(固体)	19003		0.0295		561.4		3.56
氰尾(液体)	33462		0.0030		101.4		0.64
贵 液	64397		0.0251		1616.0		10.26
金 泥					1587.2		10.08
排放贫液	22896		0.00126		28.8		0.18
氰化总尾矿	19003		0.0364		691.6		4.39
总 尾 矿	201604	0.0341	0.0118	68.77	2373.7	13.86	15.07

金属平衡情况见表3

作业回收率：（79年3季度）

铜浮选回收率：86.14% Cu	74.85% An
黄铁浮选回收率：	57.53% An
氰化：浸出率：	75.36% An
洗涤率：	94.10% An
置换率：	98.22% An
氰化作业回收率：	69.65% An

按原矿计全厂各工序金回收率（3季度）

铜浮选：	74.85%
黄铁浮选：	14.47%
氰化：	10.08%
全厂总回收率：	84.93%

选矿主要生产指标见表4

表 4

年 度		1977	1978	1979 1—9月	
处 理 矿 品 位	矿 量 吨	1003040	971.530	655428	
	金 盎司/吨	0.091	0.089	0.0805	
	铜 %	0.355	0.233	0.22	
	银 盎司/吨	0.094	0.116	0.092	
原 矿 含 量	金 盎司	91277	86466	52767.9	
	铜 吨	3561	2264	1418.7	
	银 盎司	94286	112697	60448.3	
精 矿 品 位	金 盎司/吨	4.485	6.517		
	铜 %	23.159	21.635		
	银 盎司/吨	4.726	8.247		
精 矿 含 量	金 盎司	59905.6	52524.6		
	铜 吨	2805.9	1702.4	1185.6	
	银 盎司	63115	71532	36269.0	
金 产 量	精矿中 盎司	59905.6	56524.6		
	金锭中 盎司	18568.9	16671.4		
	合 计 盎司	78474.5	73196.0	46063.8	
回 收 率 %	金	精 矿 中	65.6	65.5	
		金 锭 中	20.3	19.3	
		合 计	85.9	84.8	87.30
	铜	86.81	83.	83.57	
	银	66.94	63.47	60.00	

舒玛赫选厂精炼工艺

舒玛赫冶炼厂任务是冶炼舒玛赫选厂和帕莫尔1号矿选厂氰化金泥采用RDCKW E II型双室1号转炉，每室装料250磅。

两个选厂的金泥单独进行冶炼，其处理工艺不同。金泥多元素分析见表5。

帕莫尔1号矿金泥品位高,一般为45~50% Au 金泥不预先处理。直接入炉冶炼。舒玛赫选厂金泥含金品位低,一般4%左右,在冶炼之前要进行酸液浸出处理,采用浓度为5~10%的稀硫酸,硫酸用量与金泥量相当,适当加入二氧化锰作为氧化剂,其目的是除去金泥中的铜、锌等杂质,浸出后的金泥用压滤机过滤。

炉料用湿料,一般含水25~30%,目的是避免金泥损失,金泥量与助熔剂配比为1比1,具体配料见表6。燃料用柴油,投料温度在900°C以下,物料烘干后升温熔炼,一般温度控制在1100~1200°C,熔炼时根据情况进行扒渣,粗炼时间一般为3~5小时,粗锭回炉精炼铸锭需2小时。

舒玛赫选厂的合质金含金85%,含银11.5%,每吨炉渣含金60克,含银120克;帕莫尔1号矿选厂的合质金含金87%,含银11%,每吨炉渣含金8克,含银23克。所有炉渣返回各自选矿流程中。因为渣中金损失很少,冶炼实际回收率接近100%,所以不计冶炼回收率。炉衬用耐火材料,炉子是两开的,更换炉衬很方便,一般炉龄为130小时,每小时耗油量为45公斤,风量根据冶炼情况进行调正。

金泥多元素分析

表5

分析元素	Au	Ag	Cu	Zn	Fe	Pb	Ni
舒玛赫%	3.84	2.58	10.17	13.85	0.28	24.0	0.10
帕莫尔1号%	46.45	4.38	0.10	16.10	0.02	15.37	0.10

配料比例表

表6

料名	金泥	硼砂	硝石	石英	碳酸钠	二氧化锰	萤石
%	100%	35	20	12	10	22	3

舒玛赫选矿成本及构成表

表7

项目	1979年 1月~9月份						1978年度			
	劳力	费用	材料	费用	其它费用	合计	总费用	加元/吨	占%	
工序	费用加元	加元/吨	费用加元	加元/吨	加元/吨	总费用加元	加元/吨	占%		
选矿管理	121629		3100		7183	131912	0.20	172243	0.18	7.44
碎矿	196403		189483		64370	450256	0.69	622748	0.64	26.89
磨矿	76059		251760		3565	331384	0.50	439735	0.45	18.98
浮选、脱水	72575		103233		4655	180463	0.28	238310	0.25	10.29
氰化、再磨	69752		296305		2062	368119	0.56	497683	0.51	21.48
精炼	9005		19486		-11439	17052	0.03	21751	0.02	0.94
化验	166942		56105		-148560	74487	0.11	225719	0.23	9.75
卡车与堆存	31050		10696		3433	45179	0.07	—	—	—
尾矿	45512		22671		84663	152846	0.23	98039	0.10	4.23
直接成本	788927	1.20	952839	1.45	9932	1751698	2.67	2316228	2.38	100

注：1979年1~9月份矿量655428吨，

78年度处理矿量971.530吨

主要材料消耗

1979年1~9月份

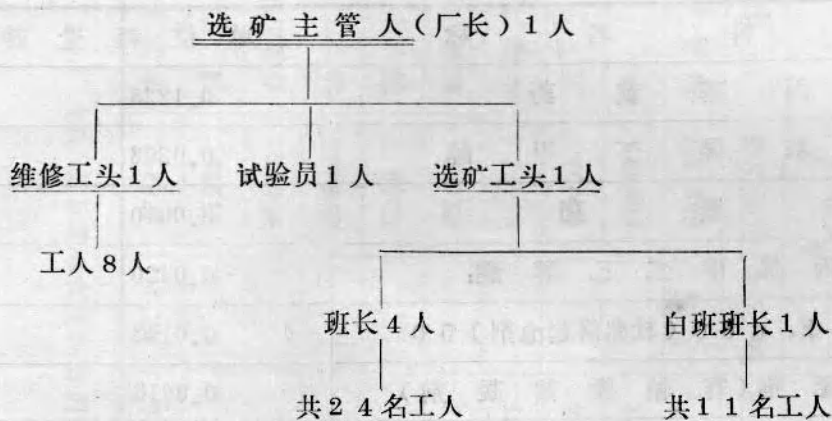
表8

材 料 名 称	单 位 耗 量 磅/吨
异 丙 基 黄 药	0.1225
甲 基 异 丁 甲 醇	0.0208
25# 黑 药	0.0010
聚 丙 烯 甲 二 乙 醇 醚:	0.0420
D、F、C 50 (杜弗洛起泡剂) 50	0.0148
絮 凝 剂 (赛 帕 隆 絮 凝 剂)	0.0013
氰 化 钠	0.8836
硝 酸 铅	0.0040
A I C h e m (阿 尔 克 姆 9 1 8 球)	0.0061
硅 藻 土	0.0051
石 灰	0.7434
锌 粉	0.0150
钢 球	1.5605

四、舒玛赫选厂组织机构及劳动生产率

1、组织机构:

选厂设三级领导:即 厂长、工头、班长,全部由职员担任。其层次及人数见机构图:



上表中：职员 9 人、工人 43 人，共计 52 人，另外有 6 名碎矿维修工，不归选矿厂，归服务部，按我们选厂情况，这 6 名维修工应归选厂，所以，实际选矿人数为 58 名。

作业制度：三班制，每班 8 小时，4 个班轮班，每班作业天数为 5 天/周。

2、劳动生产率：

选矿工人劳动生产率：45.16 吨/人天。

全员劳动生产率：38.16 吨/人天。

帕莫尔一波丘潘矿山有限公司

帕莫尔1号选厂介绍

一、概况介绍

帕莫尔1号矿属于帕莫尔一波丘潘矿山公司，位于安大略省提敏斯城的波丘潘区东。选矿厂的规模为3000吨/日，处理的矿石以本区矿石为主，其次有帕莫尔3号矿及其它本区域矿点来矿。

矿石类型属于含有少量黄铁矿的石英脉含金。选矿厂给矿中围岩占75%，（围岩由40%为玄武岩，30%的杂砂岩，30%的砾岩组成），余者有23%的石英，方解石及2%的硫化矿物，硫化矿物主要是黄铁矿（60%）磁黄铁矿（38%）和砷黄铁矿及其它硫化矿物（2%），其中含有少量的自然金和银，金的品位平均在3~3.5克/吨。采用的提金工艺为浮选加氰化法，（全流程见附图）主要产品为金，银为付产品。金的回收率为90.45%。

二、工艺介绍

1、破碎

破碎工艺采用三段一闭路流程。粗碎设三台900×1200毫米颚式破碎机，其中两台分别设在井下1700呎和2800呎处，作为本区井下矿石的第一段碎矿用，另一台设在地表，处理本区露天矿及外来矿石。井下矿石用6吨箕斗提升到竖井楼中的500吨缓冲矿仓中贮存，粗碎产品粒度为133%。中碎用一台 $\phi 1650$ mm标准型圆锥破碎机，排矿粒度为29~30mm。细碎为2台 $\phi 1650$ mm西门子短头圆锥破碎机，排矿粒度为8mm，与3台双层2400×4880mm泰勒筛形成闭路，上层筛孔32%，下层孔6.4×6.4%，筛下料给入2个800吨粉矿仓。

2、磨矿：

磨矿采用两段一闭路磨矿。第一段磨矿采用2台并联 $\phi 2700 \times 3000$ 多料球磨，用漏斗皮带给矿机，用电子秤计量，衬板为硬镍铁合金，内装 $\phi 100$ mm锻造钢球。在排矿口处接有水力扑金器回收粗粒金，重选精矿直接去氰化。回收率一般为1~2%。二段磨矿二台 $\phi 2700 \times 3700$ mm马雪溢流球磨机，衬有戈德利克橡胶衬板，用 $\phi 50$ mm的冷铸铁球。两段磨矿排矿合并用D20B5单位的旋流器组分级，

底流浓度为68%，返回二段磨矿，溢流浓度为45%，细度60%—200目，送至浮选作业。

3、浮选：

浮选工艺采用两次粗选，一次扫选，一次精选流程，两次粗选中间加一次中矿再磨。

第一次粗选用一台M^x-14和一台M^x-10浮选槽串联，一粗尾矿去中矿再磨，中矿再磨由二台 $\phi 1500 \times \phi 267$ 管型球磨机与3台 $\phi 250\%$ 旋流器形成闭路、溢流去二次粗选，二粗用一台M^x-10浮选机和并联的3台6槽24#丹佛次A浮选机串联选别，扫选用3台并联的6槽24#丹佛次A浮选机，扫尾经分级，粗砂去井下做充填料，细砂送尾矿坝。二次粗选精矿合并去精选作业，精选用6槽24#丹佛次A浮选机，扫精和精尾返回二段磨矿闭路。

4、氰化：

再磨与脱药：

浮选精矿给入氰化再磨系统，再磨由 $\phi 2700 \times 3700$ 球磨机与2台 $\phi 250$ 旋流器形成闭路磨矿，矿浆中加入每吨液体0.54公斤的石灰，分级溢流浓度为10%，细度为97%~325目，给入 $\phi 10 \times 2M$ 的浓密机进行脱药，底流浓度为50%，直接给入碱洗槽。

碱洗与浸出洗涤：

碱洗用2台 $\phi 3.4 \times 6.1M$ 搅拌槽，用压缩空气提升循环矿浆，石灰浓度为0.54公斤/吨溶液，碱洗的矿浆给入浸出与洗涤系统。采用四次浸出四次洗涤交替的浸洗工艺。第一次浸出用 $\phi 4.3 \times 9.1M$ 搅拌槽，其它三次浸出全用 $\phi 3.4 \times 6.1M$ 搅拌槽，四次洗涤全用 $\phi 10 \times 2M$ 诺兰达型浓密机，共计5台，第四次洗涤采用2台串联。最后一台浓密机加部分新水做洗水。第一次洗涤浓密机溢流为贵液。浸出时氰化钠浓度为0.54Kg/吨溶液。搅拌槽与浓密机全部为底部驱动。

置换：

置换采用标准的梅利尔——克罗置换装置进行锌粉置换，贵液从浓密机排出后给入 $\phi 6 \times 4.9M$ 的贵液储槽，然后给入 2500×1500 的10片叶片真空澄清器，澄清液直接给入 $\phi 1500 \times 3700$ 的脱氧塔，脱氧液加入锌粉后用水封泵打入袋式压滤机进行置换、过滤，每天贵液量为440吨左右，计量用温丘里流量计，两台袋式压滤机交替使用周期半月，贫液部分作为洗水其余废弃。

金泥半月出一次，用汽车送舒玛赫精炼厂精炼。金泥品位一般在45~50%Au。

三、技术、经济指标

1978年度技术、经济指标：

处理矿量：1028479吨。

原矿品位：2.96克/吨。

产金量：2742.3公斤

回收率：90.41%

选矿成本：3.26加元/吨

选矿总费用：3355.8千加元

1979年9月份浮选、氰化作业指标：金属平衡见表1

表1

产物名称	项 目	吨 数	含金品位盎司/吨	含金量 盎司	金分布 %
原 矿		78070	0.0959	7490.2	100
氰化原矿		1560	4.462	6960.6	92.92
浮选尾矿		76510	0.0069	530.2	7.08
氰化尾矿		1560	0.055	86.2	1.15
原 贵 液		12313	0.5608	6904.6	92.18
金泥(按贵液计)		12313	0.5583	6873.8	91.77
贫 液		12313	0.0025	30.8	0.41
综合尾矿		78070	0.0079	616.4	8.23

浮选回收率：92.92%

氰化浸洗率：98.75%

氰化置换率：99.55%

氰化回收率：98.75%

全厂综合回收率：91.77%

主要材料消耗：见表2

平衡中考虑贫液返回使用，损失量很少置换率按100%计，表1中原贵液与贫液项只用于计算作业置换率。

表2

材 料 名 称	单 耗 磅/吨
异丙基黄药	0.096
戊基黄药	0.096
起泡剂(77A)	0.058
硫酸铜	0.008
氰化钠	0.200
石 灰	3.890
S3223	0.002
硝酸铅	0.015
凝 聚 剂	0.007

多美矿山有限公司

多美选矿厂

一、概况:

多美选厂位于加拿大安大略省多伦多北568公里的堤敏斯城南波丘潘,该矿于1912年开始采矿,选厂于1912年投入生产。选厂计划能力2000吨/日,实际最高可达2800吨/日,主要产品为金,副产品为银,矿石属于石英、铁白云石含金,部分金含在黄铁矿化及蚀变岩中,矿石含硫为2%左右,黄铁矿与磁黄铁矿的比例为2:1,采用的选矿工艺为重选——混汞与全泥氰化联合工艺,汞齐与金泥采用火法就地冶炼。79年1—9月份原矿品位4.83克/吨,选矿综合回收率为96.14%年产金约为2.95吨。

二、选矿工艺介绍

选矿全流程见附图3,各工序分述如下:

1、破碎

破碎采用三段一闭路破碎流程,中碎前加洗矿。粗碎用2台900×1450%的老虎口破碎机,产品用箕斗提到地面600吨的粗矿仓。粗碎矿石经两次筛洗,二次筛下物去螺旋分级机,返砂并入破碎最终产品,溢流去磨矿。一次筛洗筛上物去中碎给矿,二次筛上物并入中细排矿中。中碎用 $\phi 1650$ 标准型破碎机,排料粒度为22%,细碎采用 $\phi 1650$ 短头圆锥破碎机,排矿粒度6%,与2台2400×1200哈马尔棒条筛形成闭路,筛孔为5%,两台圆锥破碎机前均设电磁除铁装置。破碎最终产品用皮带运输机运到距破碎车间365米处3200吨选厂粉矿仓。

2、磨矿

磨矿采用三段一闭路流程,磨矿细度80%—200目,第一段磨矿为3台 $\phi 8' \times 30''$ 锥形球磨机和一台 $\phi 9' \times 7'$ 的园筒型球磨机,第二段磨矿用5台 $\phi 5' \times 22'$ 管形球磨机,第三段用2台 $\phi 5' \times 22'$ 管形球磨机。在第一段与第三段磨矿之间设5台耙式分级机作二段磨矿的预先分级,返砂去二段磨矿,溢流与第二、三段磨矿排矿合并去第三段闭路分级系统。第三段闭路分级采用二次旋流器分级,第一次分级用5台 $\phi 16''$ 旋流器,沉砂经四台跳汰机重选后去第二次分级,第二次用2台 $\phi 18''$ 旋流器沉砂去第三段磨矿,溢流返回第一段磨矿排矿,第一次分级的溢流为磨矿最终产