

文章编号:1003-7837(2002)02-0001-04

从金宝山铂钯浮选尾矿中 再回收铂钯的研究

李 汉 文

(广州有色金属研究院选矿工程研究所,广东 广州 510651)

摘 要:根据金宝山铂钯浮选尾矿的矿石性质,采用磁选-磨矿-浮选工艺能有效地回收铂钯。在铂钯浮选中用丁黄药和丁胺黑药作联合捕收剂,用L101作微细脉石抑制剂,选别效果理想。在给矿品位为Pt 0.216 g/t和Pd 0.603 g/t时,获得精矿品位为Pt 16.540 g/t和Pd 19.530 g/t,回收率为Pt 41.64%和Pd 23.37%。

关键词:尾矿;铂族金属矿石;磨矿;回收

中图分类号:TD953 文献标识码:A

对金宝山浮选尾矿考查后发现,铂钯分别约21%损失到尾矿中。为了加强对稀有贵金属的回收,进一步提高铂、钯的回收率,有必要对铂钯浮选尾矿进行铂钯金属再回收的研究。

1 矿石性质

金宝山铂钯浮选尾矿作为本次试验的给矿,主要元素分析和筛水析结果分别如表1、表2所示。

工艺矿物学研究表明,铂钯矿物的嵌布粒度极细,基本上都在 $0.5\sim 16\ \mu\text{m}$ 之间,且以连生体形式存在,其中与磁铁矿的连生体最多,与脉石连生体和硫化矿连生体次之,脉石矿物主要以蛇纹石为主。从表2筛析结果可知,矿物粒度约95% $-0.074\ \text{mm}$,Pt和Pd主要分布在 $0.074\sim 0.02\ \text{mm}$ 粒级,必须磨矿使之单体解离。

表1 尾矿主要元素分析结果

Table 1 Analysis of the main elements in the tailings

元素	Pt	Pd	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	Fe	SiO ₂	Cu	Ni
(含量) $w/\%$	0.216g/t	0.603g/t	28.70	4.06	3.61	8.53	39.65	0.019	0.093

收稿日期:2001-08-13

作者简介:李汉文(1965-),男,广东封开人,工程师,学士。

万方数据

表 2 给矿筛析结果
Table 2 Sieve analysis of the feed

粒级/mm	产率/%	品位/($g \cdot t^{-1}$)		占有率/%	
		Pt	Pd	Pt	Pd
+0.074	4.48	0.480	0.600	6.64	5.09
0.074~0.04	20.95	0.480	0.610	31.04	24.19
0.04~0.02	37.86	0.380	0.540	44.40	38.71
0.02~0.01	11.47	0.200	0.400	7.08	8.69
0.01~0.005	8.18	0.180	0.380	4.54	5.88
-0.005	17.06	0.120	0.540	6.30	17.44
合计	100.00	0.320	0.520	100.00	100.00

2 试验结果与分析

根据矿石性质,从尾矿中回收铂钯可先用磁选丢弃大部分非磁性物,使铂钯在磁性物中得到富集,然后将磁性物磨至合适的细度,再进行浮选得到铂钯精矿,即采用磁选-磨矿-浮选工艺流程。由于磨矿时会产生微细矿泥,对浮选产生不利影响,故寻找选择性好、抑制力强的脉石矿物抑制剂显得很重要。

2.1 磁选试验

磁场强度的条件试验结果如表 3 所示。由表 3 可知,当磁场强度达到 0.35 T 时,铂、钯的回收率分别为 61.29% 和 52.04%,再提高磁场强度,铂、钯回收率提高不多。因此,磁场强度选 0.35 T。

表 3 磁场强度试验结果

Table 3 Results of magnetic intensity test

磁场强度 /T	产品名称	产率/%	品位/($g \cdot t^{-1}$)		回收率/%	
			Pt	Pd	Pt	Pd
0.15	磁性物	11.48	0.640	1.700	24.93	24.76
0.25	磁性物	19.04	0.580	1.320	37.23	33.02
0.35	磁性物	37.75	0.470	1.070	61.29	52.04
0.5	磁性物	40.22	0.470	0.980	62.09	52.87

2.2 磨矿试验

经过磁选的磁性产品作为磨矿试验的给矿,磨矿试验结果如表 4 所示。由表 4 可知,随着磨矿细度的增大,粗精矿中铂钯的回收率也随着提高。但当磨矿细度即 -0.040 mm 占有率达到 90% 后再继续增加时,铂、钯的回收率不再提高。因此,合理的磨矿细度为 90% - 0.040 mm。

表 4 磨矿试验结果

Table 4 Results of grinding test

磨矿细度 (-0.040mm) ω /%	产品名称	产率/%	品位/($g \cdot t^{-1}$)		回收率/%	
			Pt	Pd	Pt	Pd
80	粗精矿	24.33	1.040	1.910	52.65	43.35
85	粗精矿	28.72	1.080	1.990	63.24	52.65
90	粗精矿	33.47	1.110	2.110	76.74	65.37
95	粗精矿	35.85	1.030	1.960	75.27	64.98

2.3 浮选试验

以磨矿产品为浮选给矿,用丁黄药和丁胺黑药作捕收剂,2号油作起泡剂,进行浮选介质和抑制剂试验,试验结果分别如表 5、表 6 所示。

表 5 浮选介质试验结果
Table 5 Results of flotation medium test

浮选介质	产品名称	产率/%	品位/(g·t ⁻¹)		回收率/%	
			Pt	Pd	Pt	Pd
中性	粗精矿	32.56	1.140	2.150	76.23	64.91
酸性(亚硫酸 1000 g/t)	粗精矿	29.17	1.190	2.380	75.11	65.02
碱性(碳酸钠 1000 g/t)	粗精矿	19.88	1.910	3.560	77.59	65.48

从表 5 可知,在碱性介质中浮选时,铂、钯的回收率和品位都较高,粗精矿产率最小,所以确定浮选介质为碱性。

表 6 抑制剂试验结果
Table 6 Results of depressor test

抑制剂名称及用量 (g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/(g·t ⁻¹)		回收率/%	
			Pt	Pd	Pt	Pd
纤维素 100	粗精矿	31.17	1.150	2.320	71.39	68.27
糊精 100	粗精矿	27.53	1.220	2.540	69.88	67.35
L101 100	粗精矿	22.98	1.730	3.300	75.95	69.15
单宁 100	粗精矿	20.17	1.740	3.210	68.83	60.54

由表 6 可知,广州有色金属研究院研制的脉石矿物抑制剂 L101 的选别指标最好,尤其对微细脉石矿物选择性好,抑制力强,因此,选 L101 作铂钯浮选的脉石抑制剂。

2.4 全工艺流程试验结果

根据以上试验结果,确定从铂钯浮选尾矿中再回收铂钯的全工艺流程和工艺条件如图 1 所示。试验结果如表 7 所示。

表 7 全工艺流程试验的结果
Table 7 Results of full technological flowsheet test

产品名称	产率/%	品位/(g·t ⁻¹)		回收率/%	
		Pt	Pd	Pt	Pd
非磁性物	62.25	0.155	0.328	33.28	33.46
尾矿	29.07	0.160	0.430	16.04	20.49
中矿	7.95	0.330	1.740	9.04	22.68
精矿	0.73	16.540	19.530	41.64	23.37
给矿	100.00	0.290	0.610	100.00	100.00

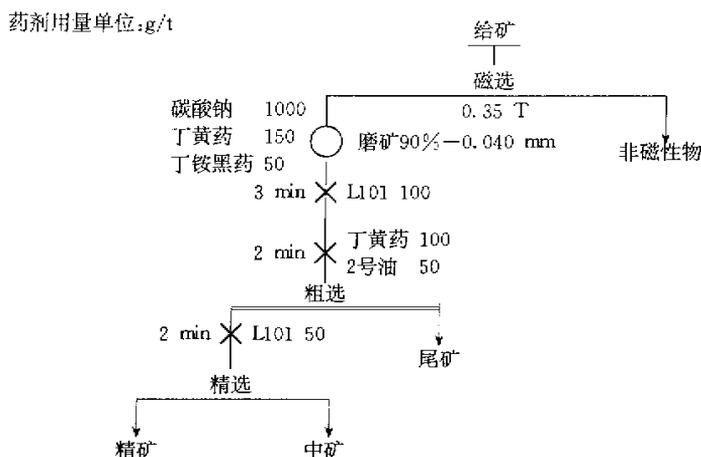


图 1 再回收铂钯金属的全工艺流程

Fig.1 Full technological flowsheet of the recovery of Pt and Pd from the tailing

从表 7 可看出,铂钯精矿铂、钯的品位分别为 16.540 g/t 和 19.530 g/t,回收率分别为 41.64% 和 23.37%,说明通过本研究可从铂钯浮选尾矿中再回收铂、钯分别 41.64% 和 23.37%,铂钯精矿品位为 Pt 16.540 g/t 和 Pd 19.530 g/t.

4 结 论

(1)采用磁选-磨矿-浮选联合流程能从浮选尾矿中有效地再回收铂、钯,铂钯精矿品位为 Pt 16.540 g/t 和 Pd 19.530 g/t,铂、钯回收率分别为 41.64% 和 23.37%.

(2)用广州有色金属研究院研制的浮选抑制剂 L101,解决了微细纹状石脉石矿泥抑制难的问题.

Recovery of Pt and Pd from the flotation tailings of Pt-Pd ore in Jinbaoshan Mine

LI Han-wen

(Research Department of Mineral Processing Engineering, Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals, Guangzhou 510651, China)

Abstract: Based on the mineral characteristics of the flotation tailings of Pt-Pd ore in Jinbaoshan Mine, a magnetic separation-grinding-flotation process was used to effectively recovery Pt and Pd. In the flotation of Pt and Pd, butyl xanthate and butylamine dithiophosphate were used together as a combined collector and L101 was used as a depressor to micro-grained gangue, with satisfactory results. When the feed contained 0.216 g/t Pt and 0.603 g/t Pd, the resultant concentrate contained 16.540 g/t Pt and 19.530 g/t Pd, the recovery of Pt and Pd was 41.64% and 23.37% resp. .

Key words: tailings; platinoid mineral; grinding; recovery