

缅甸某地原生金矿提金工艺研究

李玺, 曾茂青, 王世涛, 杨晓峰

(国土资源部昆明矿产资源监督检测中心, 云南 昆明 650218)

摘要:对原矿金品位 14.9g/t 的某地高硫原生金矿,开展了原矿直接氰化浸出、重选—金精矿氰化浸出、重选—金精矿焙烧—氰化浸出和浮选—金精矿氰化浸出等四种提金工艺流程的对比试验。结果表明,原矿直接氰化浸出是合理的提金工艺流程,其金浸出率可达 86.85%。

关键词:原生金矿; 直接氰化浸出; 重选; 浮选; 焙烧

中图分类号:TD953 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2010)03-0009-04

1 前言

缅甸某地小型原生金矿矿山,采用“破碎—磨矿—池浸—炭吸附”工艺提金,于 2007 年投产了一年,金浸出率一直在 30%~40% 之间,企业处于亏损状态。为了提高金回收率,降低生产成本,该矿山企业委托了云南省地矿局中心实验室进行详细的提

金工艺试验研究,旨在找到投资省、易操作实施和充分利用现有设备的合理提金工艺流程。

2 矿石性质

2.1 原矿的化学成分

原矿多元素分析结果见表 1。

由表 1 可知,原矿中除金具有很高的回收利用

表 1 原矿多元素分析结果/%

Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	TFe	As	S	C	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO
14.9	75.20	1.89	0.057	0.062	18.11	0.66	17.15	2.45	57.80	2.02	0.13	0.29

* 含量单位为 g/t。

价值外,铜和银也具有较高的综合回收利用价值,按委托方的要求,暂不考虑铜的综合回收,此外,对氰化浸出过程起干扰作用的有害元素铜、硫、砷、炭含量较高,将不利于提高金浸出率,且氰化钠耗量大。

2.2 原矿的矿物组成和金的嵌布特征

原矿中主要金属矿物有黄铁矿、黄铜矿、毒砂和自然金;主要非金属矿物有石英、硅化石英、萤石和绢云母等。

自然金嵌布粒度范围 0.05~3mm,常见粒度范围 0.1~1mm,属中粗粒嵌布。部分自然金呈独立状分布于石英脉裂隙中,部分与黄铜矿呈固熔体状紧密共生,部分呈液滴状贯入黄铁矿中,部分毒砂与自然金紧密共生。黄铁矿、黄铜矿和毒砂为金的主要载体矿物。

3 提金工艺试验研究

3.1 原矿直接氰化浸出

3.1.1 探索性试验

探索性试验原则工艺流程见图 1,试验结果见表 2。

从表 2 可知,原矿经破碎、磨矿后,采用“直接氰化浸出”工艺浸金,可获得金浸出率为 86.58% 的较好指标,说明该工艺可行。

3.1.2 磨矿细度条件试验

考查不同磨矿细度对金浸出效果的影响,浸出工艺见图 1,试验结果见表 3。

从表 3 可知,当磨矿细度从 -200 目占 70% 提高到 -200 目占 90% 时,金浸出率约提高了 4%,继

收稿日期:2009-11-18

作者简介:李玺(1974-),男,工程师,主要从事选矿工艺研究。

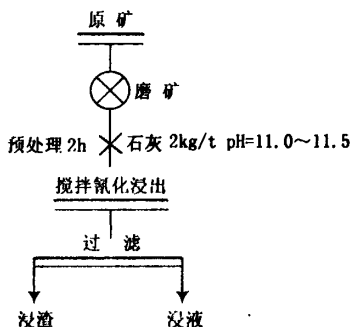


图1 原矿直接氰化浸出原则工艺流程

表2 原矿直接氰化浸出试验结果

磨矿 细度 /-200 目/%	矿浆 浓度 /%	NaCN 用量 /kg·t ⁻¹	浸出 时间 /h	浸渣 金品位 /g·t ⁻¹	渣计 金浸出率 /%
80	33.3	10	24	2.00	86.58

表3 磨矿细度条件试验结果

磨矿 细度 /-200 目/%	矿浆 浓度 /%	NaCN 用量 /kg·t ⁻¹	浸出 时间 /h	浸渣 金品位 /g·t ⁻¹	渣计 金浸出率 /%
70	33.3	10	24	1.94	86.98
80	33.3	10	24	1.96	86.85
90	33.3	10	24	1.34	91.01
95	33.3	10	24	1.44	90.34
95*	33.3	10	24	1.38	90.74

* 磨矿细度单位为-320 目。

续提高磨矿细度至-320 目占95%，金浸出率已不再提高，基本稳定在90.34%~91.01%。考虑到该矿山仅有一台球磨机及该矿石硬度较大的实际情况，磨矿细度以-200 目占70%为宜。

3.1.3 浸出时间、氰化钠用量条件试验

考查了不同浸出时间、不同氰化钠用量对金浸出效果的影响，浸出工艺见图1，试验结果见表4。

由表4可知：(1)当氰化浸出时间为24h时，NaCN用量从5kg/t提高到9kg/t，金浸出率从53.69%提高到86.85%，继续提高NaCN用量至10kg/t，金浸出率已不再提高。(2)当氰化浸出时间为36h时，NaCN用量从7kg/t提高到9kg/t，金浸出率从70.74%提高到87.92%。(3)总体来看，NaCN用量大、浸出时间长有利于提高金浸出率。综上所述，较佳的NaCN用量为9kg/t、浸出时间24h。

上述浸出工艺条件试验表明，原矿直接氰化浸出工艺较佳的人浸细度为-200 目占70%、NaCN

用量为9kg/t、浸出时间24h。在此浸出条件下，金浸出率为86.85%。

表4 浸出时间和氰化钠用量条件试验结果

浸出 时间 /h	NaCN 用量 /kg·t ⁻¹	磨矿 细度 -200 目/%	矿浆 浓度 /%	浸渣 金品位 /g·t ⁻¹	渣计 金浸出率 /%
24	5	70	33.3	6.90	53.69
	6	70	33.3	8.82	40.81
	7	70	33.3	7.39	50.40
	8	70	33.3	3.40	77.18
	9	70	33.3	1.96	86.85
36	10	70	33.3	1.94	86.98
	7	70	33.3	4.36	70.74
	8	70	33.3	3.11	79.13
	9	70	33.3	1.80	87.92

3.2 重选—金精矿氰化浸出

将原矿磨至-200 目占70%直接摇床重选，可获得金精矿品位48.8g/t、回收率91.11%；尾矿金品位1.92g/t、损失率7.36%。然后将重选金精矿氰化浸出，其试验结果见表5。

由表5可知，在其他浸出条件相同的条件下，重选金精矿再磨的浸出率比不磨高得多。采用重选—金精矿氰化浸出工艺，金综合回收率68.88%，浸出效果一般，不推荐使用。

3.3 重选—金精矿焙烧—氰化浸出

在较佳的焙烧条件下，对重选金精矿进行氧化焙烧—氰化浸出试验，并考查了不同氰化钠用量和浸出时间对金浸出效果的影响，其结果见表6。

由表6可知：重选—金精矿焙烧—氰化浸出工艺与重选—金精矿氰化浸出工艺相比，金浸出率高20%左右，且氰化钠用量较少，其金的综合回收率为86.94%。

3.4 浮选—金精矿氰化浸出

在探索性试验、主要工艺条件的优化试验和开路浮选流程试验的基础上，进行一粗二扫二精闭路浮选流程试验，然后将浮选金精矿直接氰化浸出，其结果见表7。

由表7可知，浮选金精矿直接氰化浸出，不论金精矿再磨与否，金浸出率均很低，且氰化钠耗量很大，浮选金精矿直接氰化浸出不可行。

3.5 四种提金工艺的对比

四种提金工艺的主要技术经济指标对比结果见表8。

表 5 重选金精矿氰化浸出试验结果

再磨细度 /-200 目%	矿浆浓度 /%	NaCN 用量 /kg·t ⁻¹	氰化时间 /h	金品位/g·t ⁻¹		金作业浸出率/%		
				浸渣	浸液	渣计	液计	平均
不磨	33.3	7	24	36.99	0.68	24.20	26.80	25.50
	33.3	8	24	33.43	0.79	31.50	28.99	30.25
	33.3	9	24	23.28	1.30	52.30	50.32	51.31
	33.3	10	24	18.25	1.70	62.60	63.27	62.94
	33.3	7	24	36.50	0.82	25.20	32.09	28.65
91	33.3	8	24	22.40	1.40	54.10	55.85	54.98
	33.3	9	24	15.70	1.90	67.83	75.92	71.88
	33.3	10	24	12.35	2.91	74.69	76.50	75.60

表 6 重选金精矿焙烧—氰化浸出试验结果

焙烧 条件	再磨细度 /-200 目%	浸出时间/h	NaCN 用量 /kg·t ⁻¹	金品位/g·t ⁻¹			金作业浸出率/%		
				焙砂	浸渣	浸液	渣计	液计	平均
750℃ 2h	94	24.0	3.0	67.10	27.6	2.20	58.87	62.73	60.80
	94	24.0	4.0	67.10	18.78	2.45	72.01	70.03	71.02
	94	24.0	5.0	67.10	8.29	3.63	87.65	88.25	87.95
	94	36.0	3.0	67.10	21.60	2.35	67.81	66.43	67.12
	94	36.0	4.0	67.10	13.40	2.73	80.03	77.30	78.67
	94	36.0	5.0	67.10	4.52	3.41	93.26	97.57	95.42

注：(1)重选精矿焙砂细度为-200 目占 67.5%；(2)烧失率 27.27%。

表 7 浮选金精矿氰化浸出试验结果

再磨 细度 /-200 目%	NaCN 用量 /kg·t ⁻¹	浸出 时间 /h	金品位 /g·t ⁻¹		金作业浸出率 /%			
			浸渣	浸液	渣计	液计	平均	
不磨	10	24	31.56	0.48	19.69	22.98	21.34	
91.0	10	24	28.20	0.52	28.24	25.54	26.89	

注：(1)浮选金精矿细度为-200 目占 74.5%；(2)浮选作业金回收率 96.85%。

表 8 四种提金工艺主要技术经济指标对比结果

提金工艺	NaCN 用量 /kg·t ⁻¹	金综合 回收率/%
原矿直接氰化浸出	9.0	86.85
重选—金精矿氰化浸出	10.0	68.88
重选—金精矿焙烧—氰化浸出	5.0	86.94
浮选—金精矿氰化浸出	10.0	26.04

从表 8 对比结果可见，原矿直接氰化浸出和重选—金精矿焙烧—氰化浸出两种提金工艺的金综合回收率最高，但后者设备投资、生产成本和环境污染大。因此，推荐该小型金矿山采用原矿直接氰化浸出提金工艺流程。

4 结 语

1. 原矿中主要金属矿物有黄铁矿、黄铜矿、毒砂

和自然金；主要非金属矿物有石英、硅化石英、萤石和绢云母等。入选金品位 14.9g/t。

2. 根据矿石性质，分别拟定并开展了原矿直接氰化浸出、重选—金精矿氰化浸出、重选—金精矿焙烧—氰化浸出和浮选—金精矿氰化浸出四种提金工艺流程的对比试验。结果表明，原矿直接氰化浸出提金工艺流程比较经济、合理，推荐该小型金矿山采用。

3. 原矿直接氰化浸出较佳的工艺技术条件为：入浸细度-200 目占 70%、NaCN 用量 9kg/t、浸出时间 24h。在此浸出条件下，可获得金浸出率 86.85% 的技术经济指标，浸出效果较好。

参考文献：

[1] 陈宏,代淑娟,孟孟群. 某金矿选矿试验研究[J]. 有色矿冶,2005,21(5).

[2] 周中定. 微细粒浸染型金矿石选金试验研究[J]. 黄金, 2003,24(6):43~45.

[3] 林国琪,赵洪克. 堆浸法提金工艺与设计[M]. 沈阳: 东北大学出版社,1985.

[4] 裴洪明. 微细粒浸染型原生金矿选矿试验[J]. 黄金科学技术,2000(4):45~47.

钼镍矿提钼强化浸出试验研究

沈明伟

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 四川 成都 610041)

摘要:针对钼镍矿氧化焙烧过程中生成的 MoO_3 、 MoO_2 、 Mo 、 Mo_2S_3 等低价钼化合物很难被碱浸出的缺点,提出了一种“焙烧脱硫—次氯酸钠强化浸出”的技术方案,并通过对比试验确定了最佳工艺条件:氢氧化钠 30%,次氯酸钠 20%,浸出液固比 3:1,温度 90~95℃,反应时间 3h。试验结果表明,在最佳工艺条件下,钼的浸出率可达 98% 以上,浸出效果明显优于传统的提取方法。

关键词:钼镍矿;焙烧;强化浸出;次氯酸钠

中图分类号:TF111.3 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2010)03-0012-04

钼镍矿为我国独有的多金属复杂矿种,主要分布在湘、鄂、渝、黔、川、桂、陕、甘等省区^[1]。由于该类矿石碳含量高,其钼含量约为 2.5%~6%,钼主要以碳硫钼矿存在于碳质页岩中,且嵌布粒度极细^[2-4],因此采用常规选矿方法难以富集回收。陈礼运^[5]等进行过该矿物的选矿试验研究,结果显示选矿得到 30% Mo 精矿时收率小于 50%。

目前,我国处理该类矿产资源的方法仅局限于电炉熔炼、氧化焙烧—强碱浸出、氧化焙烧—钠化焙烧—水浸、氧压浸出和常温氧压浸出等工艺,且生产规模较小。其中,氧化焙烧—钠化焙烧—水浸工艺,生产成本较低,钼回收率较高,为多数生产企业所采用。氧化焙烧过程中钼氧化率的高低直接决定钼的

收率,由于钼在矿物中嵌布粒度极细,现有的技术设备很难有效的将其氧化彻底,各生产厂家通常采用延长焙烧时间的办法提高钼的氧化率,焙烧时间长达十几小时乃至数十小时,生产效率极其低下,严重制约了钼镍矿的开发利用。

本试验研究采用次氯酸钠强化浸出技术,能有效的解决焙烧过程钼氧化率低的缺点,提高生产效率,为该资源的开发利用提供新的技术途径。

1 试验部分

1.1 试验原料

试验用钼镍矿为贵州某地原矿,其主要化学成分见表1。氢氧化钠、碳酸钠为AR级,次氯酸钠为

Research on the Technology for Extracting Gold from a Primary Gold Ore in Myanmar(Burma)

LI Xi, ZENG Mao-qing, WANG Shi-tao, YANG Xiao-feng

(Kunming Supervision and Detecting Center of Mineral Resources, MLR, Kunming, Yunnan, China)

Abstract: Several series of contrast tests of technological flowsheets for extracting gold from a primary gold ore in Myanmar(Burma) were carried out. The techno-economic efficiency of four technological flowsheets of direct cyanide leaching, gravity separation-cyanide leaching, gravity separation-roasting-cyanide leaching and flotation-cyanide leaching was compared in detail. The test results showed that direct cyanide leaching is a reasonable technological flowsheet for extracting gold from this kind of primary gold ore, the leaching rate of gold can reach 86.85%.

Key words: Primary gold ore; Direct cyanide leaching; Gravity separation; Flotation; Roasting

收稿日期:2009-12-14; 改回日期:2010-01-06

作者简介:沈明伟(1978-),男,工程师,主要从事冶金新技术方面的研究。