

金精矿中锑的脱除及回收利用

郭金权, 贺来荣, 席海龙, 陈彩霞, 马天飞, 李全

(镍钴资源综合利用国家重点实验室, 金川镍钴研究设计院, 甘肃 金昌 737100)

摘要: 本文对金精矿进行了碱浸预处理脱锑, 并对脱锑液的回收利用进行了实验研究。实验确定了运用 NaOH-Na₂S 工艺对金精矿中的锑进行了脱除, 达到了降低金精矿中杂质元素锑的目的, 确定了脱锑较佳工艺参数, 即 Na₂S 加入量为理论量的 1.8 倍、温度 80 ℃、NaOH 浓度 16 g/L、液固比 5:1、时间 60 min, 在较佳工艺条件下锑脱除率可达 98%。可运用中和沉淀法回收利用锑, 也可运用氧化法从浸锑液中回收得到合格的锑盐产品, 含锑可达 49%。

关键词: 金精矿; NaOH-Na₂S; 脱锑; 回收锑

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2025.01.012

中图分类号: TD953 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2025) 01-0108-05

引用格式: 郭金权, 贺来荣, 席海龙, 等. 金精矿中锑的脱除及回收利用[J]. 矿产综合利用, 2025, 46(1): 108-112.

GUO Jinquan, HE Lairong, XI Hailong, et al. Removal and recycling of antimony in a gold concentrate[J].

Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2025, 46(1): 108-112.

难处理金矿的显著特点是金以微细粒及包裹的形式存在于黄铁矿或砷黄铁矿中, 并含有较多的干扰氧化浸出的元素, 如砷、硫、锑、有机碳等有害杂质。其中, 砷、锑的硫化物能很好地溶于碱, 生成亚砷酸盐、硫代亚砷酸盐、亚锑酸盐及硫代亚锑酸盐。这些反应产物都会在金矿物表面生成薄膜, 使氧化反应难于进行^[1]。可见, 在氧化之前对该类矿石进行预处理, 以便有效地回收金显得尤为必要。

目前, 世界各国对难处理金矿进行预处理的方法主要有: 传统焙烧法^[2-3]、加碱焙烧法^[4]; 热压氧酸浸法^[2]、碱浸法^[1, 5]以及生物氧化法^[6]等工艺。本文针对实验金精矿含锑较高, 并且锑以三硫化二锑形式存在的特点, 利用碱浸法在碱性硫化钠体系中优先脱除锑, 具有反应速率快、锑脱除率高、环境污染小、可避免 NaCNS 的生成等优点, 实验考查了不同工艺条件对锑脱除效果的影响, 确定了较佳工艺条件, 并考查了从浸锑液中回收锑的方法。

1 实验

1.1 实验原料

(1) 原料化学成分

金精矿原料化学成分见表 1。

表 1 金精矿原料化学成分

Table 1 Chemical composition of the gold concentrate

部分金属及SiO ₂ 含量/%											贵金属含量/(g/t)			
Ni	Cu	Fe	As	Bi	Sb	SiO ₂	Au	Pd	Pt	Ag				
0.013	0.048	17.83	6.34	0.009	8.432	30.85	52.3	0.05	0.05	17.0				

(2) 物相组成分析

通过扫描电镜、能谱仪微区元素分析, 认为该样品主要由以下矿物组成。

金属硫化物主要有: 黄铁矿、毒砂、辉锑矿、闪锌矿、方铅矿; 金属氧化物主要有: 磁铁矿; 脉石矿物主要有: 石英、钾长石、白云石。

样品中各矿物(组)的相对含量统计结果见表 2。

可见, 该金精矿金属硫化物中, 以黄铁矿、

收稿日期: 2022-03-16

基金项目: 国家重点研发计划项目(2018YF1901600)

作者简介: 郭金权(1978-), 男, 硕士, 工程师, 研究方向为有色金属镍、钴冶金及资源综合利用。

表2 金精矿中各矿物相对含量统计结果/%
Table 2 Statistical results of the relative content of each mineral in gold concentrate

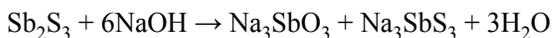
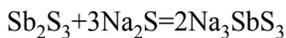
矿物分类	矿物名称	相对含量	小计	
金属硫化矿物	方铅矿	0.01	54.17	
	黄铁矿	25.83		
	辉锑矿	10.48		
	毒砂	17.78		
	闪锌矿	0.07		
金属氧化物	磁铁矿(含少量As、Sb)	0.94	0.94	
硅酸盐矿物(脉石)	钾长石	19.95	44.40	
	白云石	5.00		
	石英	19.44		
	锆石	0.01		
副矿物	其他	0.48	0.49	
	合计	100.00		100.00

辉锑矿和毒砂为主，约为54%，微量的闪锌矿、方铅矿；脉石矿物中，以石英、钾长石为主，约40%，其次为白云石，为5.00%。

1.2 实验原理

目前在工业上应用的含锑金精矿碱性脱除溶剂是 Na_2S ， Sb_2S_3 在 Na_2S 溶液中的溶解度随 Na_2S 浓度的增加而增大，随着 Na_2S 浓度的提高， Na_2S 氧化程度增大，氧化生成的硫代硫酸钠和亚硫酸钠使 Sb_2S_3 在 Na_2S 溶液中的溶解度下降，从而引起锑脱除率降低，添加一定量的 NaOH ，可以抑制 Na_2S 的水解和氧化，锑脱除率即可提高。

氢氧化钠-硫化钠脱除锑的化学方程式^[1]：



可运用中和法和氧化还原法^[7]回收利用浸液中的锑。

1.3 实验试剂及仪器

实验试剂：硫化钠、氢氧化钠、邻苯二酚、高锰酸钾、苯酚（均为分析纯），絮凝剂（工业级）等。

实验仪器：3 000 mL烧杯；电子天平(AB204-N)；可调式电热板(EH35A)；电动搅拌器(JB200-D)；温度计；干燥箱(ZK-40BS)；布氏漏斗；循环水式真空泵(SHZ-DIII)等。

1.4 实验方法

实验在3 000 mL烧杯中进行。脱除实验时，将烧杯置于可调式电热板上，与电动搅拌器相

连。量取一定量的水加入烧杯中，开启电热板加热，并开动搅拌器，至所需温度后迅速加入通过计算已称量好的氢氧化钠及硫化钠试剂，按液固比要求加入已称量好的金精矿原料。在脱除过程中，严格控制反应温度，搅拌速度控制在400 r/min。脱除后矿浆用布氏漏斗和真空泵过滤分离，滤渣用清水淋洗、烘干，并分析检测脱除液及脱除渣的锑、金等含量，通过渣量计算锑脱除率。根据实验结果，确定较佳脱锑工艺条件。

用以下公式计算各元素的脱除率：

$$R = (m_1w_1 - m_2w_2) / m_1w_1 \times 100\%$$

其中： R 为各元素的脱除率(%)； m_1 为金精矿的质量(g)； w_1 为金精矿中各元素的含量(%)； m_2 为脱除渣的质量(g)； w_2 为脱除渣中各元素的含量(%)。

2 实验结果与讨论

2.1 碱浸脱锑工艺条件实验

2.1.1 温度对锑脱除率的影响

当原料量200 g、 NaOH 浓度16 g/L、时间1 h、液固比5:1、 Na_2S 量为理论量的1.8倍时，考查温度对锑脱除率的影响。实验结果见图1。

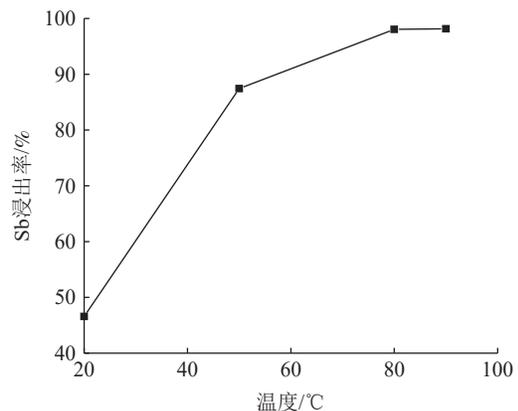


图1 温度对锑脱除率的影响

Fig.1 Effect of temperature on the antimony leaching rate

从图1可以看出，锑脱除率随温度的升高而增大，80℃时锑的脱除率达到98%，但温度提高到90℃，锑脱除率增幅不明显，从锑脱除率与能耗方面综合考虑，脱除温度确定为80℃。

2.1.2 Na_2S 加入量对锑脱除率的影响

当温度80℃，原料量200 g、时间1 h、液固比5:1、 NaOH 浓度16 g/L时，考查 Na_2S 加入量对锑脱除率的影响。实验结果见图2。

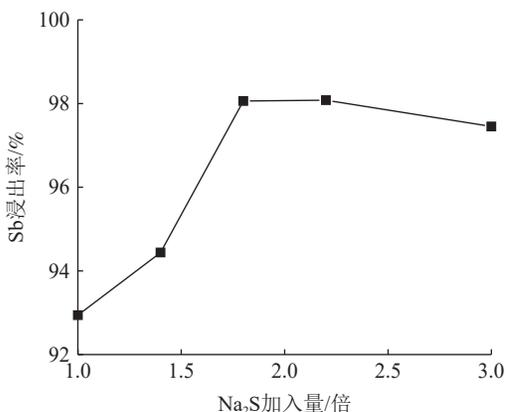


图2 硫化钠加入量对锑脱除率的影响

Fig.2 Effect of sodium sulfide addition on antimony leaching rate

从图2可以看出，随着硫化钠加入量增大，锑脱除率先增大后缓慢下降。当硫化钠加入量为理论量1.8倍时，锑的脱除率达到98.16%，继续增加硫化钠用量，锑脱除率反而呈缓慢下降趋势，因此，硫化钠加入量确定为理论量的1.8倍。

2.1.3 NaOH 浓度对锑脱除率的影响

当温度80℃，原料量200g、时间1h、液固比5:1、Na₂S量为理论量的1.8倍时，考查NaOH浓度对锑脱除率的影响。实验结果见图3。

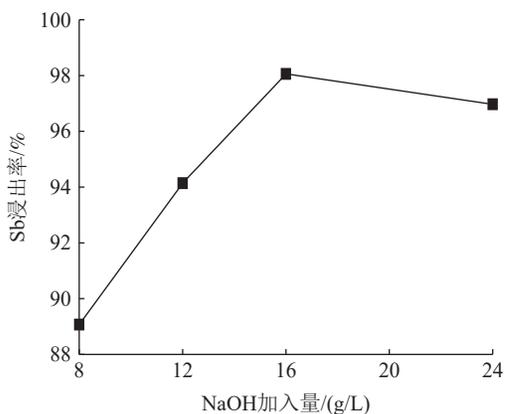


图3 NaOH 加入量对锑脱除率的影响

Fig.3 Effect of the NaOH addition amount on the antimony leaching rate

从图3可以看出，随着NaOH浓度的增加，锑脱除率先增大后降低，当NaOH浓度16g/L时锑脱除率为98.06%，超过16g/L锑脱除率逐渐减小，因此，NaOH浓度确定为16g/L。

2.1.4 液固比对锑脱除率的影响

当温度80℃，原料量200g、时间1h、NaOH浓度16g/L、Na₂S量为理论量的1.8倍时，考查液固比对锑脱除率的影响。实验结果见图4。

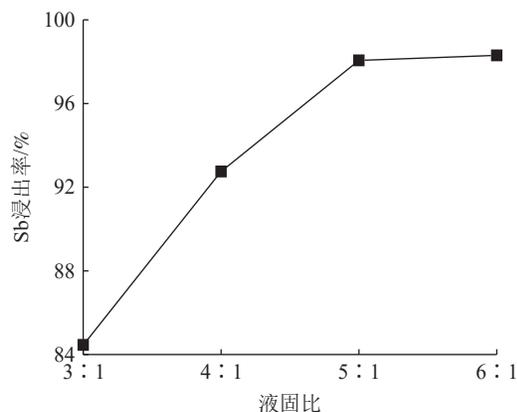


图4 液固比对锑脱除率的影响

Fig.4 Effect of liquid-solid ratio on antimony leaching rate

从图4可以看出，锑脱除率随液固比增加而增大，液固比为5:1时，锑脱除率为98.10%，继续增加液固比，脱除率增幅不大，且考虑到增加液固比，脱除液含锑太低不利于锑的回收，因此，液固比确定为5:1。

2.1.5 脱除时间对锑脱除率的影响

当原料量200g、温度80℃、Na₂S量为理论量的1.8倍、液固比5:1、NaOH浓度16g/L时，考查脱除时间为对锑脱除率的影响，实验结果见图5。

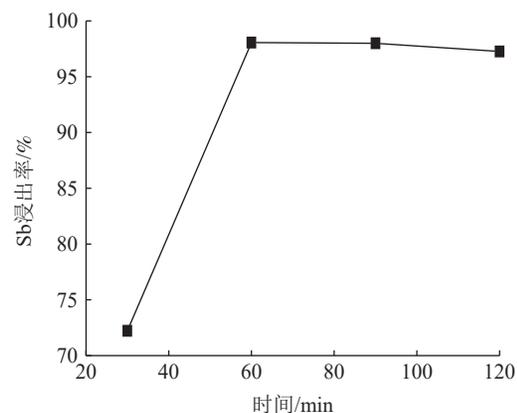


图5 脱除时间对锑脱除率的影响

Fig.5 Effect of time on the antimony leaching rate

从图5可以看出，在30~60min的脱除时间范围内，锑脱除率随时间增加而急剧增大，当脱除时间超过60min后，锑脱除率呈缓慢下降趋势，因此，脱除时间确定为60min。

2.1.6 较佳工艺条件验证实验

通过上述工艺条件实验可知，金精矿中锑脱除率与Na₂S加入量、NaOH浓度、温度、液固

比、时间等有关系。综合考虑工艺条件实验情况确定较佳工艺条件为： Na_2S 加入量为理论量的1.8倍、温度80℃、 NaOH 浓度16g/L、液固比5:1、时间60min。验证实验结果见表3。

从表3可以看出，在较佳工艺条件下，Sb脱除率可达到98%以上，金损失率很小。可见，在较佳工艺条件下，运用 $\text{NaOH-Na}_2\text{S}$ 工艺脱除金精矿中的锑是可行的。

2.1.7 金属平衡

为考查浸锑实验对Sb、Au的影响，在较佳工

表3 工艺条件验证实验结果
Table 3 Results of the optimal process condition validation test

编号	渣量/g	含量		脱除率/%	
		Sb/%	Au/(g/t)	Sb	Au
原料1 [#]	200.0	4.32	52.3		
1 [#]	184.8	0.074	56.4	98.41	0.36
2 [#]	188.4	0.079	55.2	98.27	0.58

艺条件下进行实验，并进行了金属平衡计算。金属平衡见表4。

表4 较佳工艺条件下脱锑金属平衡
Table 4 Antimony removal metal balance sheet at the recommended process conditions

类别	名称	物料量	品位	Sb		Au		
				含量/g	分配率/%	品位/(g/t)	含量/g	分配率/%
投入	原料	600 g	4.32%	25.92	100.00	52.3	0.031 38	100.00
	合计			25.92	100.00		0.031 38	100.00
	渣	530.4 g	0.07%	0.371	1.43	61.77	0.032 76	100.00
产出	液	2 900 mL	8.70 g/L	25.23	97.56	未检出	0	0
	洗水	950 mL	0.27 g/L	0.257	0.99	未检出	0	0
	合计			25.86	100.00		0.032 76	100.00
	误差率			+0.23%			+4.14%	

由表4可见，锑误差率为+0.23%，金误差率为+4.14%，金属平衡性较好。

2.2 脱锑液回收利用

2.2.1 中和沉淀实验

浸锑液用浓硫酸调节pH值至6.0左右，在80℃下中和沉淀溶液中的锑，并加入少量絮凝剂，实验结果见表5。

表5 中和法沉淀锑实验结果
Table 5 Results of the neutralization method for the precipitation antimony test

名称	液/渣量	Sb含量
浸锑液	2 000 mL	7.77 g/L
中和液	1 881 mL	0.002 7 g/L
中和渣	34.2 g	45.12%
沉淀率		99.29%

从表5可以看出，锑沉淀率达99%以上，中和后液含锑较低，中和渣含锑为45.12%，可使溶液中锑暂时回收为固体，以备下一步制备锑产品或直接出售。

2.2.2 氧化实验

将浸锑液进行浓缩后，锑含量达到45.15g/L。在浓缩液中加入1g/L邻苯二酚、0.5g/L高锰酸

钾、0.25g/L苯酚，在80℃下，通入空气氧化反应12h，制成锑盐。产出的锑盐成分见表6。

表6 氧化实验产出锑盐成分/%
Table 6 Antimony salt composition obtained from the concentrated oxidation test

实验编号	Sb	Mn
1 [#]	49.63	0.006 5
2 [#]	49.09	0.005 1

从表6可以看出，浓缩后的浸锑液经过氧化后，得到的锑盐产品含锑达到49%以上。

从国内外部分厂家焦锑酸钠的产品质量要求可知，对锑盐产品中主品位锑要求达到48%以上。因此，实验所得锑盐产品主品位锑已达到锑盐产品的要求。

3 结 论

(1) 运用氢氧化钠-硫化钠工艺可脱除金精矿中的锑，并通过中和或氧化的方法可回收利用浸锑液中的锑。

(2) 通过工艺条件实验，确定较佳工艺条件： Na_2S 加入量为理论量的1.8倍、温度80℃、

NaOH 浓度 16 g/L、液固比 5:1、时间 60 min，在较佳工艺条件下锑脱除率可达到 98% 以上，金不浸出。

(3) 浸锑液可运用中和法沉淀锑，可继续制备锑产品或直接出售；也可运用浓缩氧化法回收得到合格锑酸钠产品，含锑可达 49% 以上。

参考文献：

- [1] 李勇, 徐忠敏, 吕翠翠, 等. 碱浸预处理提高某含砷锑难处理金精矿回收率的试验研究[J]. 黄金, 2013, 34(3):61-64.
- LI Y, XU Z M, LYU C C, et al. Experimental research on the improvement of gold recovery rate applying alkaline leaching pretreatment of a refractory arsenic and antimony contained gold concentrate[J]. Gold, 2013, 34(3):61-64.
- [2] 王梅君, 谢洪珍. Solomon 某金矿浸出工艺探索研究[J]. 矿产综合利用, 2020(2):71-74.
- WANG M J, XIE H Z. Study on leaching technology of a gold ore in Solomon[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(2):71-74.
- [3] 贺秀珍, 钟清慎, 马玉天, 等. 复杂金精矿矿物特性及焙烧预处理工艺研究[J]. 有色金属 (冶炼部分), 2014(8):38-41.
- HE X Z, ZHONG Q S, MA Y T, et al. Study of mineral characteristics and roasting pretreatment technology of

complex gold concentrate[J]. *Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy)*, 2014(8):38-41.

[4] 温建康, 阮仁满. 高硫含砷金精矿加碱焙烧—氰化浸出工艺的研究[J]. 黄金, 1996, 17(9):34-37.

WEN J K, RUAN R M. Study on alkalinebaking-cyanide leaching of high-sulfur, arsenic-containing gold concentrate[J]. *Gold*, 1996, 17(9):34-37.

[5] 靳冉公, 王云, 李云, 等. 碱性硫化钠浸出含锑金精矿过程中金锑行为[J]. 有色金属 (冶炼部分), 2014(7): 38-41.

JIN R G, WANG Y, LI Y, et al. Behavior of gold and antimony during leaching of Sb-bearing gold concentrate sodium sulfide. *Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy)*, 2014(7): 38-41.

[6] 张水龙, 刘金艳, 杨林恒, 等. 吉林铜钴镍多金属硫化矿的生物浸出实验研究[J]. 矿产综合利用, 2020(1):50-53.

ZHANG S L, LIU J Y, YANG L H, et al. Bioleaching of copper-cobalt-nickel polymetallic sulfide ores in Jilin[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(1):50-53.

[7] 李双双, 戴友芝, 罗春香, 等. 锑在水中的形态变化及除锑技术现状[J]. 化工环保, 2009, 29(2):131-134.

LI S S, DAI Y Z, LUO C X, et al. Morphological changes of antimony in water and status quo of antimony-removal technologies[J]. *Enviromental protection of chemical industry*, 2009, 29(2):131-134.

Removal and Recycling of Antimony in a Gold Concentrate

GUO Jinqun, HE Lairong, XI Hailong, CHEN Caixia, MA Tianfei, LI Quan

(Nickel and Cobalt Resources Comprehensive Utilization of Key Laboratory, Jinchuan Nickel & Cobalt Research and Engineering Institute, Jinchang 737100, Gansu, China)

Abstract: In this article, antimony was removed from the gold concentrate by the alkali leaching method, and then the recovery of antimony solution was also studied. The test used NaOH-Na₂S process to remove in gold concentrate, which achieved the purpose of reducing antimony in the gold concentrate, and determined the best process parameters for the antimony removal. The addition amount of Na₂S is more than 1.8 times the theoretical amount, the temperature is 80 °C, the NaOH concentration is 16 g/L, the liquid to solid ratio is 5:1, the time is 60 min, and the removal rate can reach more than 98% at the optimal process conditions. Antimony can be recovered by neutralizing precipitation method, oxygen method can also be used from the antimony solution to obtain qualified antimony salt products, and the antimony content can reach more than 49%.

Keywords: Gold concentrate; NaOH-Na₂S; Antimony removal; Recycled antimony