

河南某低品位含铅银矿综合回收试验研究^{*}

刘磊^{1,2}, 吕良^{1,2}, 岳铁兵^{1,2}, 李文军^{1,2}

(1. 中国地质科学院郑州矿产综合利用研究所, 河南 郑州 450006; 2. 国土资源部多金属评价与综合利用重点实验室, 河南 郑州 450006)

摘要:针对河南某低品位含铅银矿生产中存在银回收率低、精矿铅品位低的问题进行了选矿综合回收试验研究。在工艺矿物学研究的基础上, 试验采用硫化浮选+氰化浸出工艺综合回收银和铅, 最终获得的分选指标为: 浮选精矿 Ag 品位 7 024 g/t, Ag 回收率 76.00%; Pb 品位 13.03%, Pb 回收率 55.63%, 铅可以计价回收。浮选尾矿进行氰化浸出后可回收 16.71% 的 Ag, 最终 Ag 的总回收率为 92.71%。

关键词: 银铅矿; 硫化浮选; 浸出

中图分类号: TD953⁺.2; TD952.2 **文献标识码:** B **文章编号:** 1001-0076(2016)01-0041-05

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2016.01.007

Comprehensive Recovery of a Low-Grade Silver-Lead ore in Henan Province

LIU Lei^{1,2}, LV Liang^{1,2}, YUE Tiebing^{1,2}, LI Wenjun^{1,2}

(1. Zhengzhou Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources CGS, Zhengzhou 450006, China; 2. Key Laboratory for Polymetallic Ores Evaluation and Utilization, MLR, Zhengzhou 450006, China)

Abstract: In order to resolve the problems of low Ag recovery and low Pb grade, existing in the production of a low-grade silver-lead ore in Henan Province, the process of “sulphidizing flotation-cyanidation leaching”, based on the mineralogical characteristics, was adopted. The flotation concentrates with the grade of 7 024 g/t Ag and 13.03% Pb were obtained, in which the Ag recovery was 76% and the Pb recovery was 55.63%. Other 16.71% Ag was further recovered from tailings leaching, and then the total Ag recovery reached 92.71%.

Key words: a low-grade silver-lead ore; sulphidizing flotation; tailings leaching

2011年,世界已查明的银储量为53万t,中国银储量居世界第5位,占世界总储量的8.40%。全球约2/3的银资源是与铜、铅、锌、金等金属矿伴生的,1/3是以银为主的独立银矿床^[1]。河南豫西地区某低品位银矿伴生少量的铅,工业生产中由于磨矿细度粗、浮选药剂制度复杂等问题导致尾矿银流失严重,银回收率较低。此外,银精矿由于铅品位(9%左右)较低无法计价,导致伴生的铅得不到综

合利用。针对工业生产中存在的问题,在工艺矿物学研究的基础上,进行了银、铅综合回收试验研究,以期为企业技术改造提供依据。

1 矿石性质

原矿的化学多元素分析见表1,主要矿物组成见表2。综合表1、表2可知,矿石中具有选矿回收价值的元素是Ag和Pb。

* 收稿日期:2015-11-12

基金项目:中国地质大调查项目(12120113088600)

作者简介:刘磊(1984-),男,山东泰安人,博士,副研究员,主要从事矿产资源评价与综合利用研究。

表1 原矿化学多元素分析结果 /%

元素	Pb	Zn	Cu	S	TFe	Ag*	Au*
含量	0.39	0.31	0.032	0.31	6.49	135	0.025
元素	SiO ₂	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	
含量	58.64	2.93	1.43	3.49	0.39	11.81	

“*”单位为 g/t。

表2 原矿中主要矿物组成 /%

矿物名称	方铅矿	黄铁矿	褐铁矿	白铅矿	黝铜矿
含量	0.09	0.60	2.50	0.20	少量
矿物名称	石英	斜长石	钾长石	云母	绿泥石
含量	33.00	11.00	23.00	15.00	6.00

工艺矿物学结果表明,含银矿物主要为自然银、硫铜银矿、辉银矿和银黝铜矿。自然银、辉银矿和硫铜银矿多以细粒嵌布为主,其中辉银矿-0.02 mm 含量占 63.22%,自然银-0.02 mm 含量占 30.1%,硫铜银矿-0.02 mm 含量占 45.05%;银黝铜矿嵌布粒度相对较粗,-0.045 mm 含量占 52.44%、-0.02 mm 含量占 18.44%。此外,约有 15% 的含银矿物以微细粒包体的形式嵌布在石英和褐铁矿中,约有 8% 的含银矿物赋存在铅锌铜的氧化物中,这两部分的银回收较困难。总体而言,含银矿物的单体解离困难(除粒度较粗的银黝铜矿之外)。脉石矿物主要是石英、长石等,其中约有 15% 左右的泥质矿物,磨矿过程中容易泥化。表 3 铅化学物相分析结果表明,铅矿物主要为以氧化铅为主,硫化铅含量较低。

表3 铅的物相分析结果 /%

物相	方铅矿中铅	白铅矿中铅	铅矾等	总铅
含量	0.076	0.16	0.17	0.406
分布率	18.72	39.41	41.87	100.00

2 试验研究

2.1 试验方案

依据岩矿鉴定结果,对于赋存在氧化矿和石英中的银采用浮选工艺难以回收,适宜采用浸出工艺。伴生的铅主要以氧化矿为主,综合回收铅的重点是对白铅矿回收。文献资料表明^[2-3],用黄药作为白铅矿的捕收剂时,需要对白铅矿进行硫化,硫化的最佳 pH 范围是 8~10。为此,针对该低品位含铅银矿进行硫化浮选+浸出试验研究。

2.2 浮选试验研究

2.2.1 硫化钠添加位置与用量试验

在黄药体系下,对白铅矿进行硫化浮选效果较好,然而硫化钠用量过大时,绝大多数硫化物矿物又会被抑制^[4]。现场生产中硫化钠用量为 1 000 g/t,添加到粗选作业的第二段,硫化效果较差。鉴于此,对于本次试验样品,需要对硫化钠添加位置与用量进行试验研究。

在磨矿细度-0.074 mm 65%、丁基黄药总用量 200 g/t、2#油总用量 34 g/t 的条件下进行硫化钠添加位置的浮选试验,试验条件及原则工艺流程如图 1~图 3 所示,试验结果见表 4。

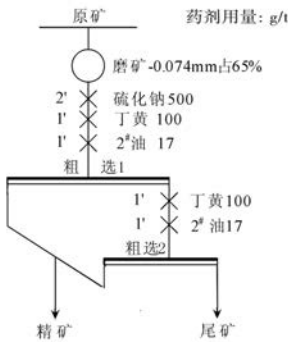


图1 硫化钠位置试验流程 1

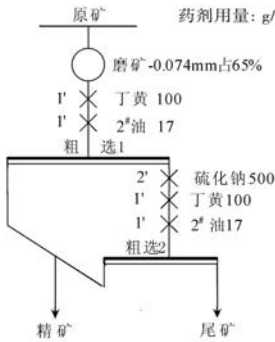


图2 硫化钠位置试验流程 2

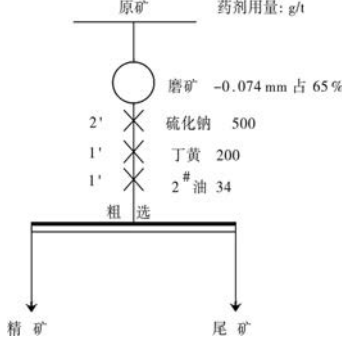


图3 硫化钠位置试验流程 3

表4 硫化钠添加位置试验结果 /%

硫化钠添加位置	产品名称	产率	品位		回收率	
			Ag [*]	Pb	Ag	Pb
两段粗选一段添加	精矿	13.07	788.70	1.92	71.89	64.33
	尾矿	86.93	46.40	0.16	28.11	35.67
	原矿	100.00	143.5	0.39	100.00	100.00
两段粗选二段添加	精矿	17.25	631.40	1.45	75.90	63.91
	尾矿	82.75	41.80	0.17	24.10	36.09
	原矿	100.00	143.5	0.39	100.00	100.00
一段粗选一段添加	精矿	16.97	660.20	1.56	78.08	68.07
	尾矿	83.03	37.90	0.15	21.92	31.93
	原矿	100.00	35.96	0.39	100.00	100.00

“*”单位为 g/t。

从表4可以看出,在丁基黄药和2#油总用量相同的条件下,一段粗选直接添加硫化钠的分选指标最好,而且浮选时间较短,该流程下尾矿的Ag品位降低了3.9~8.5 g/t,精矿中Ag的回收率提高了2.18~6.19个百分点;尾矿中Pb的品位降至0.15%,精矿中Pb的回收率提高了3.74~4.16个百分点。鉴于此,后续流程采用一段粗选并添加硫化钠。

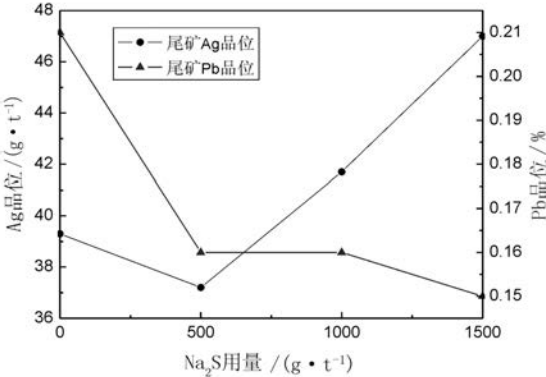


图4-a 硫化钠用量对尾矿品位的影响

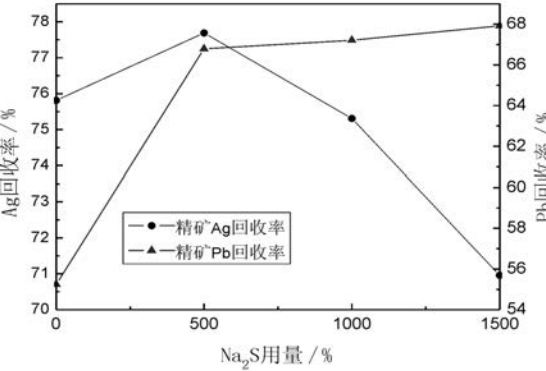


图4-b 硫化钠用量对精矿回收率的影响

硫化钠用量试验结果如图4所示,加入硫化钠后,尾矿中Pb的品位降低,精矿中Pb的回收率提高,有利于Pb的浮选。但是过量的硫化钠会降低Ag的分选指标,并会使得浮选泡沫发粘,不利于Ag的浮选。综合考虑Pb和Ag的分选指标,硫化钠的适宜用量为500 g/t。

2.2.2 磨矿细度试验

在丁基黄药用量200 g/t、2#油用量17 g/t的条件下进行不同磨矿细度的浮选试验,结果如图5所示。

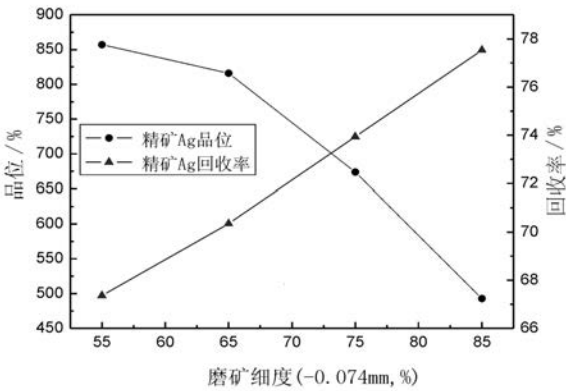


图5 磨矿细度对分选指标的影响

从图5可以看出,随着磨矿细度的增加,精矿Ag的回收率提高,当-0.074 mm含量大于65%后,精矿Ag的品位显著降低。磨矿细度的提高有利于增加银的回收率,但同时会导致细泥的大量浮出而影响精矿的品位。综合考虑精矿品位,适宜的磨矿细度为-0.074 mm占65%~75%,为保证精矿回收率并结合现场磨矿细度,细度选为-0.074 mm占70%。

2.2.3 捕收剂种类与用量试验

现场生产中的药剂制度较为复杂,捕收剂采用MB、丁铵黑药和SN-9。试验选用MB、丁基黄药、Y-89、戊基黄药、丁铵黑药+SN-9等进行药剂筛选试验,采用MB时,浮选泡沫丰富,浮选时间较短,但用量由75 g/t增加至150 g/t时分选指标无明显差异;采用丁基黄药时,浮选泡沫较好,当用量增加后Ag回收率提高明显。最终决定采用丁基黄药+MB(1:1)组合药剂作为该样品的捕收剂,适宜的粗选捕收剂用量为225 g/t。

2.2.4 闭路试验研究

在磨矿细度 -0.074 mm 占 70% 的条件下进行“一次粗选、三次扫选、三次精选”闭路试验研究,并进行不同粗选浓度的对比研究,药剂制度和原则工艺流程如图 6 所示,试验结果如表 5 所示。

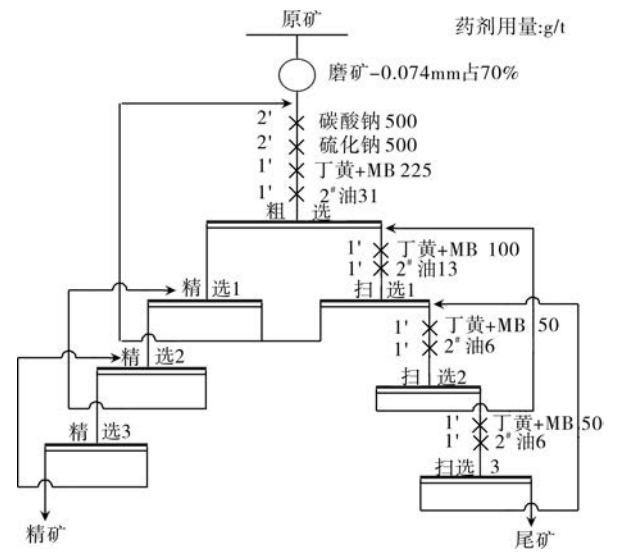


图 6 闭路浮选药剂制度及工艺流程

表 5 浮选闭路试验结果 /%						
粗选浓度	产品名称	产率	品位		回收率	
			Ag [*]	Pb	Ag	Pb
40	精矿	1.01	8478.00	16.48	61.34	49.69
	尾矿	98.99	54.50	0.17	38.66	50.31
	原矿	100.00	139.60	0.34	100.00	100.00
27	精矿	1.49	7024.00	13.03	76.00	55.63
	尾矿	98.51	33.60	0.16	24.00	44.37
	原矿	100.00	137.70	0.35	100.00	100.00

“*”单位为 g/t。

原矿中含有 15% 左右的泥质矿物,高浓度浮选过程中,由于中矿返回中的药剂累计,会导致泥质矿物累计循环,浮选泡沫越来越粘,严重影响分选指标,导致尾矿中银和铅的流失严重。低浓度浮选有利于矿泥的分散,分选指标较好。在粗选浓度 27% 下,精矿中 Pb 品位 13.03%、回收率 55.63%,可以计价回收,最后闭路尾矿中 Ag 品位降至 33.60 g/t。

2.2 浮选尾矿氰化浸出试验研究

对浮选尾矿进行 SEM 观察发现(图 7),尾矿中的银矿物主要呈微细粒包裹体的形式分布在石英和褐铁矿中,含银矿物的粒度一般在 0.005 mm 左右。

在适宜条件下白铅矿经过硫化后具有很好的可浮性,而褐铁矿则很难被硫化,可浮性较差^[5],容易损失到浮选尾矿中。针对浮选尾矿中 Ag 的赋存状态,分别对原矿和浮选尾矿在 -0.074 mm 占 70% 进行直接氰化浸出对比试验,试验流程如图 8 所示,试验结果见表 6。

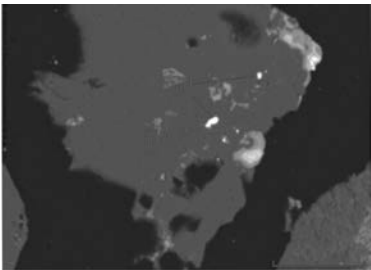


图 7-a 尾矿中的石英中包裹细粒的辉银矿, BSE 图像

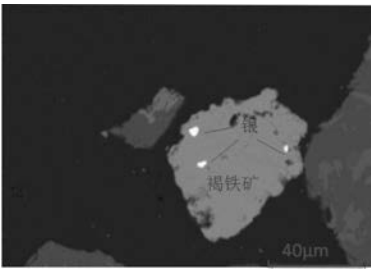


图 7-b 尾矿中的褐铁矿中包裹细粒的辉银矿, BSE 图像

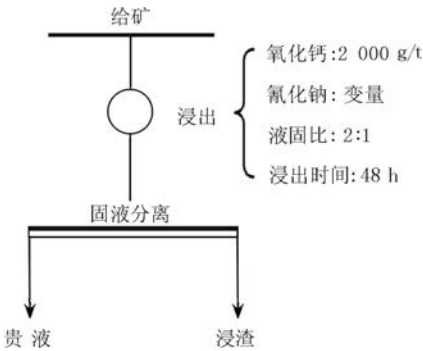


图 8 氰化浸出流程

表 6 氰化浸出试验结果						
给矿	氰化钠用量 / (g·t ⁻¹)	浸渣 Ag 品位 / (g·t ⁻¹)	浸出前 Ag 品位 / (g·t ⁻¹)	Ag 作业浸出率/%	Ag 相对原矿浸出率/%	
原矿	10 000	14.40	135.00	89.33	89.33	
浮选尾矿	2 000	10.20	33.60	69.64	16.71	

与原矿直接浸出相比,浮选尾矿经过浸出后,氰化钠用量大大降低,浸渣品位降至 10.2 g/t,Ag 相对原矿浸出率为 16.71%,浮选 + 浸出工艺的 Ag 总回收率为 92.71%,提高了 3.38 个百分点。

3 结论

(1)河南省某低品位银矿,含银 135 g/t,伴生有 0.39% 的铅。银矿物主要为自然银、硫铜银矿、辉银矿和银黝铜矿,多以细粒嵌布,约有 15% 的含银矿物以微细粒包裹体的形式赋存在石英和褐铁矿中,约有 8% 的含银矿物赋存在铅锌铜的氧化物中,这两部分的银回收较困难。铅矿物主要为以氧化铅为主,硫化铅含量较低。

(2)针对现场生产中存在的问题,采用硫化浮选+氰化浸出工艺综合回收银和铅,简化药剂制度,提高分选指标。原矿在 27% 浮选浓度下进行硫化浮选,给矿细度为 -0.074 mm 占 70%,硫化钠直接添加到粗选阶段,用量是 500 g/t。浮选可得到产率为 1.49% 的浮选精矿,其中 Ag 品位为 7 024 g/t、Ag 回收率为 76.00%,Pb 品位为 13.03%、Pb 回收率为

55.63%,铅可以计价回收。浮选尾矿进行氰化浸出后可回收 16.71% 的 Ag,最终 Ag 的总回收率为 92.71%。

参考文献:

- [1] 奚牲. 中外银矿资源现状分析[J]. 世界有色金属,2012(6):60-63.
- [2] 魏宗武,陈晔. 黄药体系中白铅矿的浮选行为研究[J]. 江西有色金属,2008,22(1):19-21.
- [3] 陈经花,孙传尧. 白铅矿浮选体系中硫化钠作用机理研究[J]. 国外金属选矿,2006(2):19-20.
- [4] 魏德洲. 固体物料分选学(第二版)[M]. 北京:冶金工业出版社,2009:362.
- [5] 刘凤霞,陈建华,吴伯增,等. 白铅矿、褐铁矿的硫化浮选试验研究[J]. 矿产保护与利用,2007(1):27-30.