

提高锌浸出渣中银浮选回收率的研究

杜新玲¹, 王红伟¹, 何意², 马科友¹

(1. 济源职业技术学院, 河南 济源 459000; 2. 河南豫光锌业有限公司, 河南 济源 459000)

摘要: 某湿法炼锌厂低酸度锌浸出渣中 53.8% 的银存在于难完全回收的闪锌矿上, 其回收是提高浮选回收率的关键。经对比浮选和正交试验获得了浮选粗选最佳药剂制度, 捕收剂为丁铵黑药(900 g/t)和 Z-200(50 g/t), 载体活性炭(2000 g/t), 起泡剂 2[#]油(100 g/t)。一粗一精一扫开路试验表明, 在非强充气和非强搅拌条件下, 浮选精矿银品位为 8210 g/t, 较现有工艺(3000 g/t)大幅提高; 银回收率为 64.7%, 与现有工艺(60%~64%)相当。

关键词: 有色金属冶金; 锌浸出渣; 浮选; 银精矿

中图分类号: TF832 **文献标识码:** A **文章编号:** 1004-0676(2018)01-0051-05

Study on Improving Silver Flotation Recovery from Zinc-leached Residues

DU Xinling¹, WANG Hongwei¹, HE Yi², MA Keyou¹

(1. Jiyuan Vocational Technical college, Jiyuan 459000, Henan, China;

2. Henan Yuguang Zinc Industry Co. Ltd., Jiyuan 459000, Henan, China)

Abstract: For zinc-leached residues of some zinc hydrometallurgy factory, there is 53.8% silver in sphalerite which is difficult to recover completely. The improvement of recovery of silver in sphalerite is critical to the silver flotation recovery rate. The optimum reagent system of silver flotation has been obtained by contrast flotation and orthogonal tests, consisting of ammonium dibutyl dithiophosphate (900 g/t) and Z-200 (50 g/t) as collectors, active carbon as carriers (2000 g/t), and 2[#] oil (100 g/t) as foaming agent. Using one rough flotation, one scavenger and one concentrating processes, the silver grade of concentrate was improved to 8210 g/t from 3000 g/t by existing process. The silver recovery rate reached to 64.7% which is equivalent to the existing process(60%~64%).

Key words: non-ferrous metallurgy; zinc-leached residues; flotation; silver concentrate

我国银矿资源总储量在 6 万吨以上, 但银主要以硫化物形式伴生在铅、锌、铜、锑等硫化矿中, 伴生银占总储量的 90%^[1-2]。因此, 我国白银的生产主要来自于有色金属生产过程中副产品的回收^[3]。

锌精矿含银一般在 100~150 g/t^[4], 目前 80% 以上的锌是采用湿法工艺生产的, 通常采用焙烧-浸出-电积工艺^[5], 锌精矿所含的银几乎全部残留于浸出渣中, 银品位一般为 100~600 g/t^[6-7]。锌冶炼过程中银的主要回收途径是通过对锌浸出渣进行银浮选工艺回收^[8-9], 由于浸出渣性质特殊, 加之锌浸出与电

积工艺对浮选条件要求较高, 一直存在工艺复杂, 银浮选回收率低, 银精矿品位低等问题^[10]。

本文针对某湿法炼锌厂低酸度浸渣中银浮选回收率低、浮选精矿品位低的实际问题, 对该企业现有湿法炼锌工艺和锌酸浸渣中银浮选工艺进行研究。依据理化性能分析和矿物工艺学研究结果, 采用正交试验, 探索适宜的浮选工艺条件和药剂制度, 在不影响主系统工艺的情况下提高银浮选回收率和浮选精矿品位。

1 实验部分

1.1 浸出渣原料

锌浸出渣取生产现场常规炼锌工艺低酸浸出的底流,即原料硫化锌精矿经过沸腾焙烧、中性浸出和低酸浸出得到的锌浸出渣。因矿样里含水很多,结块严重,故对其进行反复晾晒和破碎处理后,再进行混样和缩分处理。按分析样、物质组成研究样和试验样分别装袋备用。

经测定锌渣的粒度为-0.074 mm 占 82.8%,水溶率为 46.6%。锌浸出渣的银物相分析结果列于表 1。

表 1 锌浸出渣中银物相分布

Tab.1 Phase distribution of silver in zinc-leached residue

银物相	银含量/(g/t)	比例/%
硫化银	70	20.6
自然银	17	5.0
闪锌矿	183	53.8
类质同象	70	20.6
合计	340	100.0

1.2 药剂

调整剂为硫化钠,化学纯;捕收剂为丁铵黑药和 Z-200,均为工业纯;起泡剂为 2[#]油,工业纯;载体为活性炭,工业纯。

1.3 仪器和设备

XFD(1 L)单槽式浮选机,吉林省探矿机械厂;RF/FD(0.5 L)单槽浮选机,武汉洛克粉磨设备制造有限公司;DL-5 过滤机,天津市矿山仪器厂;CS101-2 型电热鼓风干燥箱,重庆试验设备厂;LBC-1500G 电子称,昆山钰恒电子衡量器有限公司;AR1140 电子分析天平,奥豪斯仪器(上海)有限公司。

1.4 分析测试及计算

物相分析采用 X 射线衍射仪(德国 Bruker, D8 型 XRD),使用 Cu 靶,测试电压 40 kV,测试电流 40 mA。

用火试金-原子吸收法测定浮选精矿中的银含量。给矿银品位均按 340 g/t 计算,结合矿样量折算给矿和浮选精矿中的银的总量,进而计算出回收率。

2 结果与讨论

2.1 浮选流程

理论上,硫化银和自然银可以全部回收,闪锌

矿上的银一般是不可全部有效回收的,尤其是包裹在闪锌矿里面的银。根据表 1 的物相分析结果,不可直接通过浮选回收的类质同象银占总银量的 20.6%。在该锌浸出渣中,可回收相硫化银和自然银的含量只有 25.6%,而闪锌矿上的银含量在高达 53.8%。因此,该锌浸出渣浮选回收银的浮选指标理想与否,取决于闪锌矿上的银的浮选回收情况。

该湿法炼锌厂现有工艺浮选矿浆浓度约 30%,矿浆 pH 值为 3~4,采用丁铵黑药和丁黄药(3:1)为捕收剂,用量为 600~800 g/t,用 2[#]油作起泡剂。经浮选后,精矿含银品位 3000 g/t,银的回收率为 60%~64%。根据该厂湿法炼锌工艺流程,结合锌浸出渣的粒度、水溶性及银物相分析的结果可知:浸出渣粒度很细,不需磨矿;水溶性很好,浮选时,可以适当控制矿浆浓度,增加给矿量。该锌浸出渣是锌生产工艺的中间产物,浮选回收银后的尾矿是后续锌提取的主体,因此浮选工艺和浮选药剂制度的选取必须尽量无害于后续锌提取工艺。综合这些因素,为了最大限度地回收该锌浸出渣中的银,采用直接浮选法进行浮选实验,其原则流程见图 1。

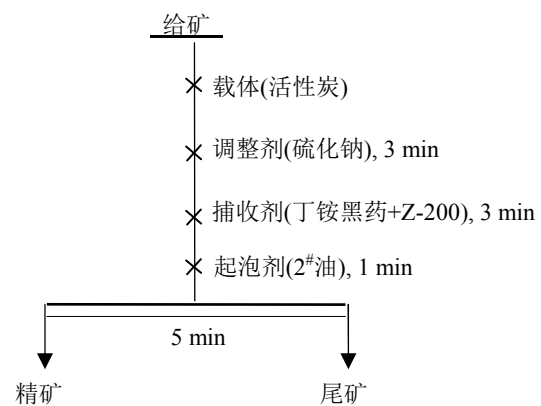


图 1 浮选实验流程图

Fig.1 Process flow diagram of the flotation test

2.2 对比浮选实验

从捕收剂、调整剂、起泡剂和浮选载体的用量与组合等方面进行探索性研究,其中调整剂为硫化钠(1000 g/t),捕收剂为丁铵黑药(700 g/t)和 Z-200(100 g/t),载体为活性炭(2000 g/t),起泡剂为 2[#]油(100 g/t)。固定给矿量为 300 g,按图 1 的流程进行对比浮选实验,结果如表 2 所列。

由表 2 可知,活性炭载体的加入可明显提高浮选指标,而调整剂硫化钠的加入并不能改善浮选指标。总体上,2[#]实验的浮选条件最佳,其所获得的精矿品位最高,对应的回收率也很高。故浮选实验

表 2 对比浮选实验结果

Tab.2 The contrast flotation test results

No.	实验条件	精矿指标		
		产率/%	银品位/(g/t)	回收率/%
1 [#]	全加	8.23	2819	68.26
2 [#]	不加硫化钠	4.33	5323	67.84
3 [#]	不加活性炭	8.67	2658	67.75
4 [#]	不加活性炭和硫化钠	5.23	4042	62.22

的药剂制度初定为：以丁铵黑药(用量 700 g/t)为捕收剂，Z-200(用量 100 g/t)为辅助捕收剂；自制活性炭为载体(用量 2000 g/t)；以 2[#]油为起泡剂(用量为 100 g/t)。

2.3 浮选正交试验

根据对比浮选实验的结果，不添加调整剂硫化钠，按图 1 的流程，采用 4 水平 5 因素(L₄⁵)正交试验考察药剂用量对浮选效率的影响，其安排见表 3。表 3 中 A 表示丁铵黑药的用量，B 表示 Z-200 的用

量，C 表示丁铵黑药与 Z-200 的交互作用，D 表示载体的用量，E 表示给矿量。浮选效率以选矿效率(选矿效率=回收率-产率)指标来表示，正交试验结果列于表 4。

根据表 4 的试验结果，各因素主次影响关系为：A>C>B>D>E，最佳组合条件为：A4D3B2E4，丁铵黑药和 Z-200 的交互作用不明显。可以明确最佳正交组合为 A4D3B2E4，即最佳浮选条件为：给矿量

表 3 正交试验因素与水平的安排表(L₄⁵)

Tab.3 The arrangement table (L₄⁵) of the orthogonal factors and design methods

水平	因素				
	A/(g/t)	B/(g/t)	C	D/(g/t)	E/g
1	300	0	1	0	300
2	500	50	2	1000	350
3	700	100	3	2000	400
4	900	150	4	3000	450

表 4 正交试验条件与结果

Tab.4 Conditions and results of the orthogonal tests

编号	A	B	C	D	E	产率/%	品位/(g/t)	回收率/%	选矿效率/%
1	1	1	1	1	1	8.9	2406	63.0	54.1
2	1	2	2	2	2	7.8	2897	66.5	58.7
3	1	3	3	3	3	5.5	3815	62.1	56.6
4	1	4	4	4	4	9.4	2495	68.7	59.4
5	2	1	2	3	4	5.5	4059	65.5	60.1
6	2	2	1	4	3	5.9	3734	64.8	58.9
7	2	3	4	1	2	10.9	2080	66.4	55.6
8	2	4	3	2	1	9.7	2310	65.7	56.1
9	3	1	3	4	2	5.4	3914	62.2	56.8
10	3	2	4	3	1	4.0	5363	63.6	59.6
11	3	3	1	2	4	7.2	3007	63.9	56.7
12	3	4	2	1	3	7.8	2371	54.3	46.5
13	4	1	4	2	3	6.4	3666	68.5	62.2
14	4	2	3	1	4	9.2	2676	72.3	63.1
15	4	3	2	4	1	4.1	5725	69.0	65.0
16	4	4	1	3	2	6.2	3871	70.6	64.4
均值 1	57.2	58.3	58.5	54.8	58.7				
均值 2	57.6	60.0	57.5	58.4	58.9				
均值 3	54.9	58.4	58.1	60.1	56.0				
均值 4	63.6	56.6	59.1	60.0	59.8				
极差	8.8	3.5	1.6	5.3	3.8				

450 g (0.5 L 浮选机), 捕收剂丁铵黑药和 Z-200 用量分别为 900 g/t 和 50 g/t, 载体活性炭用量 2000 g/t, 起泡剂 2[#]油用量为 100 g/t。

2.4 开路探索试验

在最佳浮选条件的基础上进行一粗一精一扫开路探索实验。采用强充气强搅拌型 XFD 浮选机和定转子 RE/FD 浮选机, 对比了不同充气和搅拌强度的浮选指标, 同时进行了精选探索实验。根据生产实践, 精选药剂用量一般为粗选的 10% 左右; 扫选为粗选用量的 50% 左右。浮选流程如图 2 所示, 结果列于表 5。

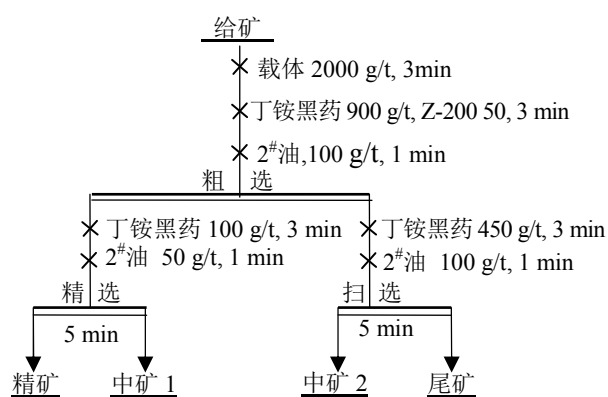


图 2 开路试验工艺流程图

Fig.2 Process flow diagram of open beneficiation test

表 5 开路实验结果

Tab.5 Open beneficiation test results

浮选机型	产品名称	产率/%	品位/(g/t)	回收率/%
XFD	精矿	2.4	8522.0	35.9
	中矿 1	3.9	404.5	2.8
	中矿 2	1.6	1490.0	4.2
	尾矿	92.2	344.7	57.1
	合计	100.0	557.0	100.0
RE/FD	精矿	4.0	8210	64.7
	中矿 1	5.4	521.0	4.3
	中矿 2	5.8	890.3	9.8
	尾矿	84.8	123.6	21.2
	合计	100.0	505.3	100.0

由表 5 可知, 使用 2 种浮选机所得精矿的品位相当, 银含量均大于 8000 g/t。但 XFD 型浮选机的精矿回收率仅为 35.9%, 而 RE/FD 型浮选机的精矿回收率高达 64.7%。表明该锌浸出渣的浮选应选择非强充气和非强搅拌的条件下进行。

3 结论

1) 物相分析表明, 低酸度锌浸出渣中闪锌矿上的银含量高达 53.8%, 此部分不可全部回收的银是提高浮选回收率的主要对象。

2) 对比浮选和正交试验确定的最佳浮选粗选条件为: 捕收剂丁铵黑药和 Z-200 用量分别为 900 g/t 和 50 g/t, 载体活性炭用量 2000 g/t, 起泡剂 2[#]油用量 100 g/t。采用现用扫选条件即丁铵黑药 450 g/t, 2[#]油 100 g/t; 精选条件为丁铵黑药 100 g/t, 2[#]油 50 g/t。

3) 最佳工艺条件下的一粗一精一扫开路试验探索表明, 在非强充气和非强搅拌条件下, 浮选精矿银品位为 8210 g/t, 较现有工艺的 3000 g/t 大幅提高; 银回收率为 64.7%, 与现有工艺(60%~64%)相当。形成的药剂制度和工艺条件可为企业后续工艺优化提供参考。

参考文献:

- [1] 周国华. 提高锌浸出渣中银浮选回收率的工艺与理论研究[D]. 长沙: 中南大学, 2002.
ZHOU G H. Technology and theory studies of upgrading silver recovery of flotation from zinc leaching residues[D]. Changsha: Central South University, 2002.
- [2] 冯博, 朱贤文, 彭金秀, 等. 有色金属硫化矿中伴生金银资源回收研究进展[J]. 贵金属, 2016, 37(2): 70-76.
FENG B, ZHU X W, PENG J X, et al. Research progress in recovering associated gold and silver from non-ferrous metal sulfide ores[J]. Precious metals, 2016, 37(2): 70-76.
- [3] 石美佳. 提高锌浸出渣中银浮选回收率的试验研究[D]. 武汉: 武汉理工大学, 2012.
SHI M J. Technology of upgrading silver recovery of flotation from zinc leaching residues[D]. Wuhan: Wuhan University of Technology, 2012.
- [4] 周玉琳. 提高锌浸出渣中银浮选回收率的工艺改进[J]. 有色金属(选矿部分), 2014(1): 39-42.
ZHOU Y L. The process improvements for improving silver flotation recovery from zinc leaching residues[J]. Nonferrous metals (Mineral processing section), 2014(1): 39-42.
- [5] 张二星, 焦芬, 覃文庆, 等. 锌浸出渣中浮选回收银的试验研究[J]. 矿冶工程, 2015, 35(6): 64-67.

ZHANG E X, JIAO F, QIN W Q, et al. Experimental research on recovering silver from zincleaching residue by flotation[J]. Mining and metallurgical engineering, 2015, 35(6): 64-67.

[6] 葛英勇, 石美佳, 曾李明. 载体浮选回收某锌浸出渣中的银[J]. 金属矿山, 2012(4): 156-159.
GE Y Y, SHI M J, ZENG L M. Recovering silver from zinc leaching residue with carrier flotation[J]. Metal mine, 2012(4): 156-159.

[7] 黄万抚, 钟祥熙. 湿法炼锌酸浸出渣浮选回收银试验[J]. 贵金属, 2015, 36(4): 19-25.
HUANG W F, ZHONG X X. Recovering silver from acid-leaching residues of zinc ore by flotation[J]. Precious metals, 2015, 36(4): 19-25.

[8] 刘振辉, 谢建宏, 张崇辉. 湿法炼锌渣酸浸-浮选富集银试验研究[J]. 湿法冶金, 2012, 31(4): 220-223.

LIU Z H, XIE J H, ZHANG C H. Experimental study on recovery of silver from zinc smelting slag by acid leaching-flotation process[J]. Hydrometallurgy of China, 2012, 31(4): 220-223.

[9] 刘子龙, 秦晓鹏. 湿法炼锌浸渣中回收银的浮选试验研究与生产实践[J]. 有色矿冶, 2010, 26(1): 21-23.
LIU Z L, QIN X P. Research on flotation recovery silver from zinc leaching slag and its production practice[J]. Non-ferrous mining and metallurgy, 2010, 26(1): 21-23.

[10] 马永涛. 湿法炼锌综合回收银的现状与发展趋势[J]. 中国有色冶金, 2014, 2(1): 52-55.
MA Y T. Status and development trend of comprehensive recovery of silver in zinc hydrometallurgy[J]. China non-ferrous metallurgy, 2014, 2(1): 52-55.

本刊声明

《贵金属》已加入科技期刊学术不端文献检测系统 (AMLC), 根据严重疑似学术不端文献 (ALM) 的判定标准:

- (1) 本文与发表在前的且本文未注明引用的其他文献的文字重合度大于 40%。
- (2) 一稿多发稿件中第一次发表以后重复发表的稿件, 包括同一作者改动已经发表的文献再次投稿发表的文章, 其改动部分少于 10%。

经系统检测, 对存在严重抄袭的稿件, 本刊将予退稿处理。

凡本刊登载的文章, 将同时被中国知网、万方数据-数字化期刊群、维普中文科技期刊数据库和超星期刊域出版平台等全文收录, 并供本刊授权和合作媒体使用, 本刊支付的稿酬已包含作者著作使用费。作者向本刊投稿, 即视为同意将文章编入以上数据库。

投稿文稿需通过所在单位保密审查, 相关手续由作者自行办理。本刊不承担技术秘密被公开的责任。

《贵金属》编辑部
2018 年 2 月