

水浸—浮选法回收锌湿法冶炼渣中银的研究

崔强强¹, 朱飞霖^{1*}, 宁德阳¹, 谢伟²

(1. 成都理工大学地球与行星科学学院; 2. 四川省地球物理调查研究所)

摘要:浮选是回收锌湿法冶炼渣中银的重要手段之一。然而,冶炼渣中的可溶性离子对银的浮选行为产生影响,同时冶炼渣粒度、矿物组成等参数亦对浮选效果产生影响。通过工艺矿物学分析与锌冶炼工艺参数分析,优化并设计了最佳浮选回收银流程,并提出了改进浮选法回收锌湿法工艺的银精矿冶炼方法。研究表明,常温常压水浸—浮选法所得的银精矿产率及银回收率均高于直接浮选。最终所得粗精矿银品位3 262.46 g/t、回收率81.84%,实现了银精矿的充分回收。研究方法为银精矿的高效回收提供了参考,有助于解决银资源短缺的问题,并为银的可持续利用提供了新的途径。

关键词:浮选法;银精矿;湿法冶炼;锌;冶炼渣;工艺改进

中图分类号:TF111

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2025)03-0031-04

doi:10.11792/hj20250305

引言

当前,全球约80%的锌生产采用湿法冶金技术。锌精矿中的银经过焙烧和浸出后,主要富集于锌浸出渣内^[1]。鉴于全球经济的持续增长,银作为一种关键的贵金属,在电子、通信、医疗、珠宝等多个领域具有极其广泛的应用前景^[2]。然而,由于近年来大规模的矿山开采及高品位银矿的大量消耗,银资源的存量日益紧张。因此,人们开始将注意力转向二次资源的开发,特别是从锌湿法冶炼渣等工业废弃物中回收银,这已成为当前研究的焦点^[3]。在资源日益稀缺、银消耗量持续上升的背景下,从锌浸出渣中回收银对于合理利用资源、提升企业经济效益具有重要的现实意义^[4]。本研究旨在对锌湿法冶炼渣进行工艺矿物学分析,并创新性地结合锌冶炼工艺参数及流程优化,设计出最佳的浮选回收银流程,以期提高锌湿法冶炼渣的综合利用水平,并实现银的高效回收。

1 锌湿法冶炼渣工艺矿物学

试样预处理涉及物理操作去除杂质和调整粒度。根据冶炼渣特性和矿物形态,选用化学试剂进行浸出或溶解。浸出液经过滤和洗涤去除不溶物。净化处理包括沉淀、离子交换和萃取,以去除杂质。选择沉淀剂或电解条件,根据矿物特性沉淀或电解。对产物进行洗涤、干燥和煅烧,得到银精矿或其他产物^[5-6]。

试样制备流程如图1所示。

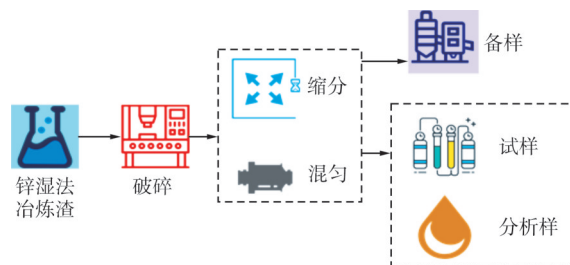


图1 试样制备流程

Fig. 1 Flowchart of sample preparation

锌湿法冶炼渣化学成分分析结果如表1所示。

表1 锌湿法冶炼渣化学成分分析结果

Table 1 Chemical composition analysis results of zinc hydrometallurgical residue

成分	Ag ^[1]	Al ₂ O ₃	CaO	Pb	S	Cu
w/%	624	1.12	14.67	1.98	10.22	0.19
成分	SiO ₂	Zn	K	Mn	Fe	MgO
w/%	30.65	3.56	0.28	0.12	5.06	2.05

注:1) $w(\text{Ag})/(\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$ 。

由表1可知:锌湿法冶炼渣中Ag品位较高,为624 g/t;SiO₂、CaO、S等含量相对较高,这些元素可能以硅酸盐、硫酸盐等形式存在,可能对银的回收产生一定影响^[7-8]。同时,Zn、Pb、Cu等有色金属元素的存在也表明该锌湿法冶炼渣可能具有回收多种金属的潜力^[9-10]。

在锌湿法冶炼渣中,银的赋存状态主要表现为两

收稿日期:2024-11-19; 修回日期:2024-12-08

基金项目:矿床地球化学国家重点实验室开放研究基金项目(201906)

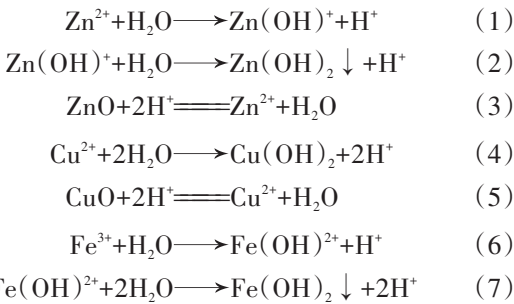
作者简介:崔强强(1995—),男,硕士研究生,研究方向为地球化学;E-mail:cqq126525@163.com

*通信作者:朱飞霖(1981—),男,副教授,博士,研究方向为勘查地球化学;E-mail:182352724@qq.com

种形式^[11]：其一，银以独立矿物的形式存在，如银黝铜矿、辉银矿等，是主要赋存形态；其二，银以类质同象的方式嵌入到其他矿物的晶格中，即银原子取代了晶格中相似原子的位置^[12]。此外，银也可能以吸附态存在于锌湿法冶炼渣的表面或孔隙中，尽管这种赋存形态在直观上不如独立矿物明显，但在矿石中，它亦是一种常见的银赋存方式。

2 浮选法回收锌湿法冶炼渣中银

在锌湿法冶炼渣的浮选试验中，金属离子对工艺流程的影响显著。锌作为湿法冶炼渣中的主要金属元素之一，其离子浓度的升高可能导致银精矿指标的恶化^[13]，因为锌离子与浮选药剂的反应降低了药剂的选择性和活性，从而导致银回收率下降。其他金属离子，如铜离子和铁离子，在搅拌过程中，由于溶解而释放出大量可溶性金属离子，同样严重干扰了矿浆浮选的结果^[14]。锌离子的水解反应如式(1)~(3)所示，铜离子的水解反应如式(4)、式(5)所示，铁离子的水解反应如式(6)、式(7)所示。



在药剂种类及用量的选择中，捕收剂的选取对于浮选银矿物尤为关键。例如，改性黑药类捕收剂CY-1在无碱条件下能够显著提高银回收率。抑制剂的作用在于抑制无用矿物的上浮。矿浆pH的调节对矿物表面亲水性、电性及捕收剂吸附效果具有重要影响，通过添加酸碱调节剂，如石灰、硫酸等，可以将矿浆的pH调整至适宜范围^[15]。矿浆浓度对浮选效率和精矿质量有直接影响。矿浆浓度过低会导致回收率降低；而浓度过高则可能引起精矿质量下降和能耗增加。通过试验确定适宜的矿浆浓度范围，在确保精矿质量的同时提升回收率^[16]。此外，还需考虑矿石性质和浮选条件变化对矿浆浓度的影响。

3 结果与讨论

某冶炼公司采用一次粗选回收高酸锌湿法冶炼渣中银，但回收率较低。考虑到锌湿法冶炼渣在浮选搅拌过程中溶出金属离子影响银浮选指标，因此考虑水浸预处理去除溶出的金属离子及可溶性盐，以提高银浮选回收率。

3.1 水浸试验

锌湿法冶炼渣化学成分分析结果表明，其含有Zn、Cu、Fe，在酸性条件下易水解形成对应的金属离子，对银浮选具有抑制作用，其中，Zn²⁺对银浮选回收影响显著，因此对浸渣进行水浸试验。由于液固比和搅拌时间是影响水浸效果的主要因素，因此对两个重要影响因素进行条件试验，最大限度去除锌湿法冶炼渣中可溶出的金属离子及可溶性盐。

3.1.1 液固比试验

锌湿法冶炼渣为高酸渣，形成的矿浆为酸性，pH值3左右，有助于金属离子溶出，因此常温常压下水浸即可。由于液固比直接影响金属离子及可溶性盐的溶出率，因此在搅拌时间10 min、搅拌速率500 r/min的条件下对其进行条件试验，试验结果如表2所示。

表2 水浸液固比试验结果
Table 2 Liquid-solid ratio test results of water leaching

液固比	Zn浸出率/%	Cu浸出率/%	Fe浸出率/%
2:1	19.67	23.36	1.23
3:1	27.82	42.96	3.89
4:1	32.14	54.52	5.23
5:1	32.18	55.12	5.32

由表2可知：随着液固比逐渐增大，Zn、Cu、Fe的浸出率均逐渐升高。当液固比大于4:1时，三者浸出率变化不大。综合考虑，确定水浸液固比为4:1，此时Zn、Cu、Fe的浸出率分别为32.14 %、54.52 %、5.23 %。

3.1.2 搅拌时间试验

为探究短时间内浸渣中可溶出物是否浸出完全，因此进行水浸搅拌时间试验，试验结果如表3所示。

表3 水浸搅拌时间试验结果
Table 3 Stirring time test results of water leaching

搅拌时间/min	Zn浸出率/%	Cu浸出率/%	Fe浸出率/%
5	20.56	25.89	1.04
10	32.14	54.52	5.23
15	39.67	62.87	7.12
20	39.70	62.93	7.14

由表3可知：随着搅拌时间增加，Zn、Cu、Fe的浸出率先显著升高后趋于平缓；当搅拌时间超过15 min时，浸出率没有明显变化，因此确定水浸最佳搅拌时间为15 min。

在上述最佳水浸条件下，浸渣中主要化学成分分析结果如表4所示。

表 4 浸渣化学成分分析结果

Table 4 Chemical composition analysis results of leaching residue

成分	Ag ¹⁾	Zn	Cu	Fe
w/%	689.67	1.54	0.08	5.34

注:1)w(Ag)/(g·t⁻¹)。

3.2 浮选试验

在锌湿法冶炼渣中,银主要以银黝铜矿和辉银矿的形态存在,而以类质同象形式存在于硫化矿中的银含量较少。在浸渣中,大量的金属银与硫元素结合,形成了粒径较小的银硫复合物。鉴于此,通过浮选技术可以有效回收浸渣中银。

3.2.1 磨矿细度试验

磨矿是浮选前的必要步骤,不同的磨矿细度会影响锌湿法冶炼渣中银回收效果。通常情况下,磨矿细度直接影响矿石的解离程度,在适宜的磨矿细度下,矿石得到充分研磨,内部的银矿物得以充分暴露,有利于后续的浮选回收^[14]。然而,磨矿细度过细可能增加浮选过程中的泥化现象,从而降低银精矿的回收效果。因此,在六偏磷酸钠用量 500 g/t、硅酸钠用量 500 g/t、丁铵黑药用量 500 g/t、矿浆浓度 20 % 的条件下,考察磨矿细度对银回收效果的影响,试验结果如表 5 所示。

表 5 磨矿细度试验结果

Table 5 Grinding fineness test results

w(磨矿细度-0.038 mm)/%	产物	产率/%	Ag 品位/(g·t ⁻¹)	Ag 回收率/%
80	粗精矿	9.76	4 376.65	62.57
	尾矿	90.24	283.13	37.43
	浸渣	100.00	682.658	100.00
85	粗精矿	12.67	3 816.65	70.18
	尾矿	87.33	235.26	29.82
	浸渣	100.00	689.022	100.00
90	粗精矿	16.53	3 312.25	78.82
	尾矿	83.47	176.26	21.18
	浸渣	100.00	694.639	100.00
95	粗精矿	20.28	2 615.32	76.16
	尾矿	79.72	208.26	23.84
	浸渣	100.00	696.412	100.00

由表 5 可知:随着磨矿细度的升高,粗精矿产率逐渐增大,粗精矿中银品位逐渐降低、回收率先逐渐升高后降低;当磨矿细度-0.038 mm 占比高于 90 % 时,浸渣过磨泥化严重,脉石矿物易在目的矿物表面发生罩盖现象,导致粗精矿中银回收率降低。当磨矿

细度-0.038 mm 占比为 90 % 时,浮选效果最佳。

3.2.2 调整剂用量试验

由于浸渣中细粒级占比较大,且硅酸盐脉石矿物含量较高,对浮选回收银影响较大,因此试验选用六偏磷酸钠作为分散剂,硅酸钠作为脉石矿物的抑制剂。在磨矿细度-0.038 mm 占比 90 %、丁铵黑药用量 500 g/t、矿浆浓度 20 % 条件下,探究调整剂用量对银浮选指标的影响,试验结果见表 6。

表 6 调整剂用量试验结果

Table 6 Regulator dosage test results

六偏磷酸钠+硅酸钠用量/(g·t ⁻¹)	产物	产率/%	Ag 品位/(g·t ⁻¹)	Ag 回收率/%
400+400	粗精矿	19.53	2 622.12	75.52
	尾矿	80.47	223.28	27.48
	浸渣	100.00	678.128	103.00
500+500	粗精矿	16.53	3 312.25	78.82
	尾矿	83.47	176.26	21.18
	浸渣	100.00	694.639	100.00
600+600	粗精矿	15.36	3 582.15	79.75
	尾矿	84.64	165.02	20.25
	浸渣	100.00	689.891	100.00
700+700	粗精矿	14.63	3 606.39	75.70
	尾矿	85.37	198.42	24.30
	浸渣	100.00	697.006	100.00

由表 6 可知:随着调整剂用量的增加,粗精矿中银品位逐渐升高,回收率先升高后降低;当六偏磷酸钠和硅酸钠用量为 600 g/t+600 g/t 时,粗精矿中银回收率达到最高。综合考虑,六偏磷酸钠+硅酸钠的最佳用量为 600 g/t+600 g/t,最终可获得银品位 3 582.15 g/t、银回收率 79.75 % 的粗精矿。

3.2.3 丁铵黑药用量试验

捕收剂是影响浮选回收率的主要因素之一,为最大限度回收浸渣中的银,在上述条件试验的基础上,选用丁铵黑药作为捕收剂。在磨矿细度-0.038 mm 占比 90 %、六偏磷酸钠用量 600 g/t、硅酸钠用量 600 g/t、矿浆浓度 20 %、浮选时间 3.5 min 条件下,进行丁铵黑药用量试验,试验结果见表 7。

由表 7 可知:丁铵黑药可以有效回收浸渣中的银。随着丁铵黑药用量的增加,粗精矿中银品位逐渐降低、回收率逐渐升高。当丁铵黑药用量超过 600 g/t 时,粗精矿中银品位显著降低、回收率变化不大,说明浮选泡沫夹带脉石矿物较为严重。综合考虑,最终确定丁铵黑药最佳用量为 600 g/t,此时粗精矿中银品位达到 3 262.46 g/t、银回收率为 81.84 %。

表 7 丁铵黑药用量试验结果

Table 7 Test results of ammonium dibutyl dithiophosphate dosage

丁铵黑药用量/ (g·t ⁻¹)	产物	产率/%	Ag品位/(g·t ⁻¹)	Ag回收率/%
400	粗精矿	13.49	3 632.15	71.67
	尾矿	86.51	223.87	28.33
	浸渣	100.00	683.647	100.00
500	粗精矿	15.36	3 582.15	79.75
	尾矿	84.64	165.02	20.25
	浸渣	100.00	689.891	100.00
600	粗精矿	17.18	3 262.46	81.84
	尾矿	82.82	150.16	18.16
	浸渣	100.00	684.853	100.00
700	粗精矿	21.32	2 672.15	82.03
	尾矿	78.68	158.67	17.97
	浸渣	100.00	694.544	100.00

3.3 对比试验

为探究水浸—浮选和直接浮选两种工艺的选矿指标差异,在相同浮选药剂制度下进行了对比试验。试验条件:磨矿细度-0.038 mm 占比 90 %、六偏磷酸钠用量 600 g/t、硅酸钠用量 600 g/t、丁铵黑药用量为 600 g/t、矿浆浓度 20 %。试验结果见表 8。

表 8 对比试验结果

Table 8 Comparison test results

工艺	产物	产率/%	Ag品位/ (g·t ⁻¹)	Ag回收 率/%
直接浮选	粗精矿	5.43	5 532.24	47.46
	尾矿	94.57	351.62	52.54
	原矿	100.00	632.879	100.00
水浸—浮选	粗精矿	17.18	3 262.46	81.84
	尾矿	82.82	150.16	18.16
	原矿	100.00	634.853	100.00

由表 8 可知:直接浮选粗精矿产率、银品位和银回收率分别为 5.43 %、5 532.24 g/t、47.46 %;水浸—浮选粗精矿产率、银回收率皆高于直接浮选,分别为 17.18 %、81.84 %。整体来看,直接浮选方案能够产生高品位的精矿,但产率较低,跑尾严重;水浸—浮选方案在精矿产率和银回收率方面表现更好,精矿中的银品位略低于直接浮选方案,但是银精矿整体回收效果更好。

4 结 论

1)本研究通过工艺矿物学分析与锌冶炼工艺参

数分析,对浮选回收银的流程进行了优化,并提出了改进浮选法回收锌湿法工艺的银精矿冶炼方法。研究表明,水浸—浮选法相较于直接浮选法,在银精矿产率和银回收率上均表现出显著优势。

2)直接浮选能够产生高品位的精矿,但其产率较低。而采用常温常压水浸预处理后再进行浮选,不仅有效去除了冶炼渣中可溶出的金属离子及可溶性盐,减少了这些杂质对浮选过程的干扰,还使银矿物得到了更充分的暴露和回收。因此,该方法在精矿产率和银回收率方面均优于直接浮选法。通过常温常压水浸—浮选法所得的粗精矿银品位达到了 3 262.46 g/t、银回收率高达 81.84 %。

[参 考 文 献]

[1] 王瑞祥,唐漠堂,唐朝波,等.从高酸浸出锌渣中回收银研究[J].黄金,2008,29(9):32-35.

[2] 胡雅楠,杨洪英,孟庆宇,等.氧压浸锌高硫渣工艺矿物学研究及元素回收[J].有色金属(冶炼部分),2021(6):25-31.

[3] 杨含蓄,童雄,谢贤,等.锌浸出渣高效浮选银试验研究[J].有色金属工程,2021,11(8):75-82.

[4] 宋涛,梁溢强,阚赛琼.云南某低品位铜铅矿的浮选分离技术研究[J].云南冶金,2022,51(1):31-37.

[5] 郭艳华,杨俊龙,马立成,等.废电解液在湿法炼锌渣中回收金、银、锌的应用研究[J].湿法冶金,2024,43(5):524-530.

[6] DING K,ZHUO R,LI G,et al.Recovery of zinc and copper from lead slag by the combined process of beneficiation and roasting[J].JOM,2024,76(9):5 384-5 398.

[7] VÍCTOR H G,JUAN D O,RICARDO G S,et al.Lead recovery from a lead concentrate throughout direct smelting reduction process with mixtures of Na₂CO₃ and SiC to 1 000 °C [J].Metals,2022,12(1):58-59.

[8] 孙晓华,霸慧文,赵玉卿,等.青海某铅锌金银多金属矿综合回收试验研究[J].黄金,2016,37(6):58-63.

[9] 刘强,李存兄,顾智辉,等.熟化银精矿氧压强化酸浸行为研究[J].中南大学学报(自然科学版),2024,55(6):2 092-2 105.

[10] 赵玉卿,刘炅,张培青,等.青海某铜铅锌多金属矿选矿工艺研究[J].黄金,2024,45(5):34-39.

[11] 杨林,梁溢强,阚赛琼.新型黄铁矿抑制剂在铅硫分离中的试验研究[J].矿冶工程,2020,40(5):42-44,47.

[12] 李环,朱金超,李宁,等.某高铜金精矿浸出过程中银工艺矿物学特征研究及工艺优化措施[J].黄金,2024,45(12):84-88.

[13] 徐长庆,辛鹏飞,许良.锌冶炼铅银渣与铅精矿协同处理工艺[J].中国有色冶金,2022,51(4):37-42.

[14] 夏青,李丽银,李彦龙,等.铅银渣选冶联合资源化工艺试验[J].中国有色冶金,2022,51(4):30-36.

[15] 鲁新州,林东建,曲思思,等.某铅锌银多金属矿浮选试验研究[J].黄金,2023,44(8):58-62.

[16] 黄冠汉,闭伟宁,农德连,等.电解锰生产中利用浮选柱回收钴镍工艺探索[J].中国锰业,2023,41(1):63-65,73.

(下转第 39 页)

试验,验证了该采矿方法的采场技术经济指标,证明了本次采矿工艺优化成果具有良好的工业应用价值。

[参考文献]

- [1] 魏明辉.我国铜资源开发利用现状及可持续发展策略[J].现代矿业,2023,39(10):9-12.
- [2] 解舒喻,张嘉苒,孟嘉禾,等.中国铜矿资源供应安全及对策[J].中国金属通报,2023(11):49-51.
- [3] 张楠.新能源产业发展背景下我国铜资源供需现状与趋势[J].中国矿业,2023,32(6):2-9.
- [4] 高佳伟.新时期铜矿开采利用现状及发展战略探讨[J].中国金属通报,2024(3):4-6.
- [5] 赵兴东.黄金矿山深井开采研究进展与发展趋势[J].黄金,2024,45(8):1-18.
- [6] 杨佳,任斌,张娣.无轨设备在黄金矿山地下开采中的应用——以贵州锦丰矿业有限公司为例[J].黄金,2020,41(7):49-53.
- [7] 肖振凯.全无轨机械化残矿回采技术在金山金矿的应用[J].黄金,2013,34(5):31-34.
- [8] 曹国华,张燕军,王茂德,等.缓倾斜薄矿体机械化干式充填采矿法研究[J].采矿技术,2024,24(5):8-11.
- [9] 石大庆,王贻明,张纯锋,等.丰山铜矿机械化盘区高效采矿方法优化[J].金属矿山,2023(6):40-44.
- [10] 肖柏林,王建栋,阮竹恩,等.金属矿绿色高效膏体充填胶凝材料研究与应用进展[J].有色金属(矿山部分),2024,76(5):1-13.
- [11] 黎维平.充填采矿技术在金属矿山采矿工程中的应用研究[J].冶金与材料,2024,44(8):121-123.
- [12] 孙希奎,范建国,常庆粮.浅埋特厚煤层下向分层膏体充填开采覆岩变形控制机理[J].绿色矿山,2024,2(3):221-233.
- [13] 戴宏辉.铜绿山矿采矿方法优化研究及应用[J].采矿技术,2021,21(1):12-14.
- [14] 周科礼,熊国雄.铜绿山矿中深孔爆破参数优化试验研究[J].黄金,2023,44(7):96-100.
- [15] 曹文钢.铜绿山矿分段空场嗣后充填采矿法工业试验研究[J].现代矿业,2023,39(12):90-93.
- [16] 蔡世祥.铜绿山铜铁矿井下边坡部探矿方法与实践[J].采矿技术,2022,22(5):230-232.
- [17] 高剑,舒亮.机械化盘区上向进路充填采矿法改进生产实践[J].湖南有色金属,2023,39(4):5-8,27.
- [18] 张社稷.上向水平分层进路式全尾砂胶结充填采矿法在锦丰金矿的应用[J].黄金,2020,41(12):53-56.
- [19] 石教华,毕成,吴爱祥,等.自动化数字矿山膏体充填系统升级改造及应用[J].黄金,2024,45(8):33-39,45.
- [20] 吴爱祥,张晋军,王贻明,等.膏体充填:金属矿绿色开采的变革性技术[J].中国有色金属学报,2024,34(5):1 652-1 666.

Optimization and application of mining methods for deep orebodies in the Tonglushan Copper-Iron Mine

Yin Dongsheng¹, Liu Pengpeng², Zhang Peng¹, Bi Cheng², Xiong Guoxiong¹, Wang Yiming², Cao Wengang¹

(1. Daye Nonferrous Metals Co., Ltd.;

2. School of Civil and Resource Engineering, University of Science and Technology Beijing)

Abstract: To address challenges such as great mining loss and dilution, high labor intensity, low mechanization, and inefficient mining-filling cycles in the deep orebodies of the Tonglushan Copper-Iron Mine using the point pillar upward horizontal layered filling mining method, this paper proposes to carry out experimental study on a panel-based upward approach paste filling mining method, based on the mine's mechanized equipment and upgraded paste filling system. By leveraging recently acquired mechanized mining equipment and an optimized paste filling system at Tonglushan Copper-Iron Mine, the method eliminates stopes' point pillars, enhances ore recovery, reduces underground labor intensity, and improves stope filling efficiency. The findings provide a novel strategy for efficient mining in similar mines.

Keywords: Tonglushan Copper-Iron Mine; mining method optimization; approach; paste filling; mechanization; panel

(上接第34页)

Recovery of silver from zinc hydrometallurgical residue using water leaching-flotation method

Cui Qiangqiang¹, Zhu Feilin¹, Ning Deyang¹, Xie Wei²

(1. College of Earth and Planetary Sciences, Chengdu University of Technology;

2. Sichuan Geophysical Survey and Research Institute)

Abstract: Flotation is a critical method for recovering silver from zinc hydrometallurgical residue. However, soluble ions in the residue, along with parameters such as particle size and mineral composition, significantly influence silver flotation behavior. Through process mineralogy analysis and evaluation of zinc hydrometallurgical parameters, this study optimized and designed an optimal silver recovery flotation process. An improved flotation method for refining silver concentrate from zinc hydrometallurgical residue was proposed. Results demonstrate that the water leaching-flotation method under ambient temperature and pressure achieves higher silver concentrate yield and recovery rates compared to direct flotation. The final rough concentrate attained a silver grade of 3 262.46 g/t with a recovery rate of 81.84 %, enabling efficient silver recovery. This approach provides a reference for high-yield silver concentrate refining, contributes to addressing silver resource scarcity, and offers a new pathway for sustainable silver utilization.

Keywords: flotation method; silver concentrate; hydrometallurgy; zinc; metallurgical residue; process improvement