

铅银渣选冶联合资源化工工艺试验

夏青¹, 李银丽¹, 李彦龙¹, 金忠², 李国栋¹, 鲁兴武¹, 杨斌²

(1. 西北矿冶研究院, 甘肃 白银 730900; 2. 白银有色集团股份有限公司, 甘肃 白银 730900)

[摘要] 以湿法炼锌产生的铅银渣为研究对象, 通过冶金-选矿联合工艺回收铅、锌、碳、银、铁等贱金属。结果表明, 当焦粉还原剂配比为 40%、石灰添加剂配比为 4%、还原焙烧温度为 1 200 ℃、反应时间为 60 min 时, 铅、锌挥发直收率分别为 98.85% 和 97.60%; 改性焙烧渣经过碳粗选-碳精选、银粗选-银精选、铁磁选后获得碳精粉品位可达 71.58%、银精矿品位可达 548.10 g/t、铁精矿品位可达 70.55%, 碳、银、铁回收率分别可达 95.29%、91.2% 和 40.71%。本工艺实现了铅银渣中铅、锌、铁、银以及无害化处理后尾渣中碳的资源化回收利用。

[关键词] 铅银渣; 焙烧; 选矿; 联合; 资源化

[中图分类号] TF815; TF816; TF803.21 [文献标志码] A [文章编号] 1672-6103(2022)04-0030-07

DOI:10.19612/j.cnki.cn11-5066/tf.2022.04.005

湿法炼锌浸出过程中产出大量的铅银渣, 是危险固废, 不仅对环境危害大, 作为资源回收价值也很大^[1-3]。近年来研究学者对铅银渣回收技术进行了大量的研究, 主要集中在火法熔炼、湿法冶炼和冶金-选矿联合工艺这 3 种技术。火法熔炼技术处理铅银渣技术主要有回转窑挥发工艺、烟化炉还原熔炼工艺、转底炉处理工艺等^[4-7], 铅银渣火法处理资源化同时实现无害化, 是目前铅银渣无害化资源化处理的主要技术手段, 但是该过程铅、锌直收率相对较低, 无害化渣中仍有 1% 左右的铅、锌无法回收利用, 造成资源浪费; 同时火法处理过程复杂, 产生二氧化硫烟气, 浓度与锌精矿焙烧工艺相比较低, 无法直接回收利用, 为处理系统造成极大的环境隐患。湿法冶炼技术主要有碱性浸出工艺、氯盐酸浸工艺等^[8-10], 湿法处理具有过程简单、工艺条件温和、物料处理效率高、过程环境污染小等优势,

但是由于处理过程有氯等高腐蚀性物质存在, 对湿法冶金设备要求高, 运行成本高且产出的尾渣仍为危废渣。冶金-选矿联合工艺技术是通过火法或者湿法冶金技术使铅银渣中难处理物质发生相变, 使其中包裹的贱金属裸露出来, 然后通过选矿技术将渣中有价金属进行回收^[11-12]; 该技术可以实现 75% 以上的铅锌回收率和 80% 以上的金银回收率, 获得的铅精矿铅品位可达 40% 以上、银品位 300~2 000 g/t, 金品位可达 12 g/t 以上, 但是铅银渣经火法处理后, 其中含有大量的铁、碳等资源未做进一步回收利用。

本文以湿法炼锌酸浸获得的铅银渣为研究对象, 通过高温熔炼挥发铅、锌后获得改性渣, 对渣进行选矿, 获得银精矿、铁精矿和碳精粉, 实现铅银渣中铅、锌、铁、银以及无害化处理后尾渣中碳的资源化回收利用。

1 试验介绍

1.1 试验原辅材料

试验原料为西北某锌冶炼厂湿法炼锌浸出过程产出的铅银渣, 其化学成分见表 1。

铅银渣试样的 X 射线衍射分析结果见图 1。XRD 分析结果表明, 铅银渣的主要物相组成是硫酸铅 (PbSO₄)、铁酸锌 (ZnFe₂O₄)、二水合硫酸钙 (CaSO₄·2H₂O) 和黄钾铁矾 (KFe₃(SO₄)₂(OH)₆)。

[收稿日期] 2021-12-28

[第一作者] 夏青 (1988—), 男, 甘肃白银人, 本科, 工程师, 主要研究方向为有色金属材料。

[通信作者] 李彦龙 (1986—), 男, 山西吕梁人, 硕士, 高级工程师, 主要研究方向为有色金属冶金。

[基金项目] 国家重点研发计划项目-固废资源化专项 (2019YFC1907303)。

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

表1 铅银渣化学成分

Table 1 Chemical compositions of lead-silver slag

成分	Pb	Zn	Fe	Ag*	S	SiO ₂
含量	4.0	4.43	20.46	186.5	12.06	9.37

* 元素含量单位为 g/t。

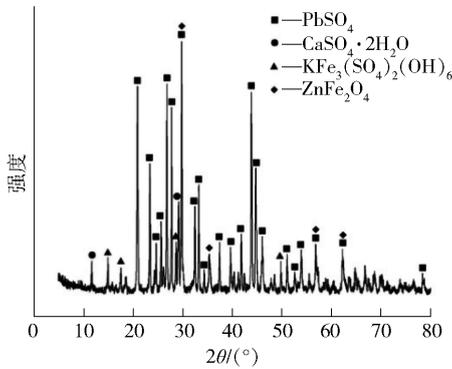


图1 铅银渣 XRD 图谱

Fig. 1 XRD spectrum of lead-silver slag

试验过程使用的辅料有焦粉、添加剂等。焦粉固定碳含量为 75%，热值 26 000 ~ 28 000 kJ/kg。添加剂以主要成分为氧化钙的石灰为主。焦粉化学组成见表 2，石灰化学成分见表 3。

表2 焦粉化学成分

Table 2 Chemical compositions of coke powder

成分	固定碳	挥发分	灰分	水分	其他
含量	75.00	1.35	9.15	14.00	0.50

表3 石灰主要化学成分

Table 3 Main chemical compositions of lime

成分	CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	其他
含量	92.81	0.77	1.33	5.09

试验使用的选矿药剂有硫酸铜、丁铵黑药、松醇油、戊基黄药、2#油，全部为工业品级。

1.2 试验仪器设备

试验过程采用的主要设备为马弗炉、颚式破碎机、振动筛、浮选机、磁选机等。

1.3 试验工艺流程

试验采用的工艺流程见图 2。

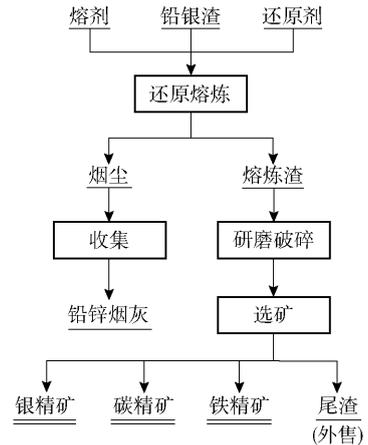


图2 铅银渣选冶试验工艺流程

Fig. 2 Process flow of lead-silver slag beneficiation and metallurgy experiment

取一定量铅银渣、还原剂和添加剂按照试验所需比例进行充分混合，将混合物料置于马弗炉中在不同温度下进行还原焙烧，获得还原焙烧渣。将还原焙烧渣经颚式破碎机、研钵进行粉碎后用振动筛进行筛分，获得不同粒度的还原渣。还原渣用试验浮选机进行碳粗选获得碳粗精矿和选碳尾渣（与最终选矿尾渣混合），碳粗精矿用试验浮选机进行碳精选，获得尾矿和碳精矿。选碳尾矿用试验浮选机进行银粗选，获得银粗精矿，经再次精选获得银精矿和尾矿。选银尾矿经磁选后获得铁精矿和尾渣。

2 铅银渣焙烧试验研究

采用单因素试验对焙烧球团进行还原焙烧试验研究，分别考察还原焙烧温度、还原焙烧时间、还原剂（焦粉）配比、添加剂配比等工艺参数对铅、锌直收率的影响。

2.1 还原焙烧温度对铅锌回收率的影响

固定试验条件：还原焙烧时间 60 min，添加剂 10%，焦粉 40%；分别在 1 100 °C、1 150 °C、1 200 °C、1 250 °C、1 300 °C 条件下，考察还原焙烧温度对铅、锌回收率的影响，结果见图 3。

从图 3 可以看出，随着还原焙烧温度的升高，铅、锌还原挥发的速率加快，在有限的反应时间内，铅、锌回收率均呈现上升趋势。1 100 °C 时，锌、铅回收率分别为 86.4% 和 88.5%；还原焙烧温度 1 200 °C 时，锌、铅回收率分别高达 97.65% 和 98.85%；当还原焙烧温度大于 1 200 °C，随着温度的

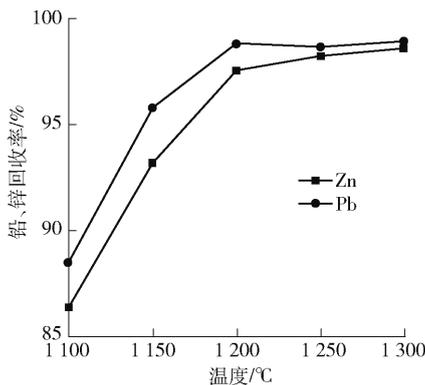


图3 还原焙烧温度对铅、锌回收率的影响

Fig.3 Influence of reduction calcination temperature on recoveries of lead and zinc

提高,铅、锌回收率变化不大,铅回收率为98.25%~98.85%,锌回收率为97.65%~98.95%。综合考虑工艺能耗,确定合适的还原焙烧温度为1200℃。

2.2 还原焙烧时间对铅锌回收率的影响

固定试验条件:还原焙烧温度1200℃,添加剂10%,焦粉40%;考察还原焙烧时间为30min、45min、60min、75min、90min时对铅银渣中铅、锌回收率的影响。试验结果见图4。

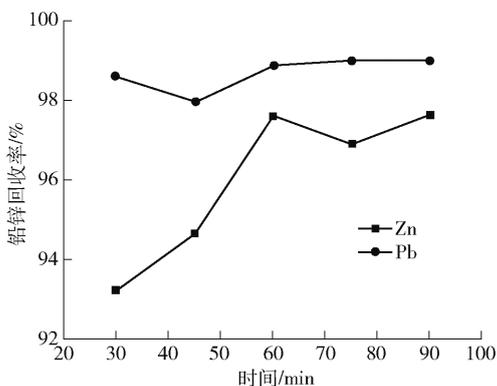


图4 还原焙烧时间对铅锌回收率的影响

Fig.4 Influence of reduction roasting time on recoveries of lead and zinc

从图4试验结果可以看出,还原焙烧时间在30~90min时,铅的回收率变化不大,均保持较高的回收率(97.96%~98.98%);但锌在该时间段内的回收率变化较为明显。30~60min期间,锌回收率随还原焙烧时间的延长而增大,由93.23%提高至97.6%;60min后,锌挥发率趋于稳定,约为97.6%~98.2%。考虑还原焙烧时间延长后工艺能耗均增

加,因此确定适宜的还原焙烧时间为60min。

2.3 还原剂焦粉比对铅锌回收率的影响

采用焙烧球团进行焦炭配比单因素试验研究。确定还原焙烧温度1200℃、还原焙烧时间60min、添加剂10%,考察10%、20%、30%、40%、50%焦粉配比与铅、锌回收率的关系,试验结果见图5。

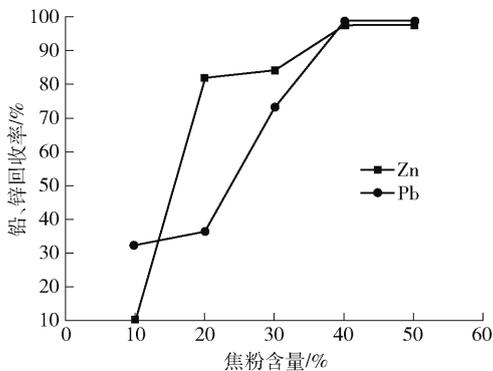


图5 焦粉配比与铅锌回收率的关系

Fig.5 Relationships between coke powder proportioning and recoveries of lead and zinc recoveries

从图中可以看出,铅锌回收率随着焦粉含量的增加而显著提高,最后趋于稳定。当焦粉含量为10%时,铅、锌回收率分别为32.42%和8.8%;焦粉含量为30%~40%时,铅、锌回收率随着焦粉配比的增加具有显著的提升,焦粉含量为40%时,铅、锌回收率达到最高,分别为98.58%和93.23%;焦粉含量大于40%时,铅、锌回收率趋于稳定。因此,选择适宜的焦粉含量为40%。

2.4 添加剂含量对铅锌回收率的影响

保持还原焙烧温度1200℃、还原焙烧时间60min、焦粉配比40%,考察2%、4%、6%、8%、10%添加剂含量与铅、锌回收率的关系,试验结果见图6。

结果表明,添加剂含量对铅、锌回收率的影响相对较小,呈先增加后趋于稳定的趋势。添加剂含量为2%时,铅、锌回收率分别高达98.12%和96.24%;添加剂量为2%~4%时,锌回收率随添加剂量的增加而升高;添加剂含量为10%时,铅、锌回收率分别为98.85%和97.6%。铅银渣中锌物相分析表明,铅银渣中硫化锌含量占0.35%,因此添加剂氧化钙的添加对铅银渣中的硫化锌的分解起促进作用,所以锌回收率有所提高。

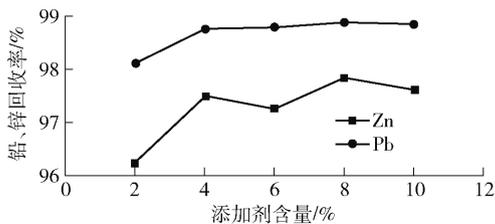


图6 添加剂含量对铅锌回收率的影响

Fig. 6 Influence of additive content on recoveries of lead and zinc

然而, 试验过程发现, 添加剂含量对煅烧产物的渣型影响较大。添加剂含量为2%时, 还原焙烧产物成团块严重, 黏结在坩埚内壁, 很难取出; 添加剂含量为4%~10%时, 煅烧产物主要呈球形状, 结团黏结现象不明显。因为铅银渣的硅含量较高, 加入添加剂(CaO)降低渣比重和渣熔点, 形成熔渣黏度降低, 焙烧过程造渣反应的进行。因此, 确定适宜的添加剂含量为4%。

3 焙烧渣选矿回收碳银铁试验研究

3.1 焙烧渣性质分析

对焙烧渣进行物相分析, 分析结果见表4。从物相分析结果发现, 焙烧渣主要由炭质基体(焦炭)、金属铁、铁的硫氧化物、铁的氧化物(似磁铁矿、褐铁矿)、单质硫等构成。

表4 焙烧渣物相构成

Table 4 Material phase composition of roasted slag %

物相名称	相对含量	物相名称	相对含量
焦炭	25.0	磁铁矿	8.0
黄铁矿	15.0	银矿物	微量
金属铁	1.0	其他矿物	微量
硫	1.0	石英	30.0
褐铁矿	20.0	合计	100.0

对焙烧渣综合样中焦炭、铁的矿物用压线法测量, 硫化铁与氧化铁形成布纹状结构, 边界不清晰, 将两者合并考虑, 结果见表5。

从表中可以看出: 焦炭的粒度普遍较粗, +38 μm 的颗粒约占80%, -20 μm 约占8%; 金属铁颗粒普遍比较细, -53~+38 μm 的颗粒占32.6%, -20 μm 约占30%; 硫化铁与磁铁矿的混杂体粒径

表5 综合样主要矿物粒度范围

Table 5 Range of comprehensive sample main mineral particle size %

粒度范围/ μm	焦炭		金属铁		硫化铁与磁铁矿	
	个别	累计	个别	累计	个别	累计
+420	11.5	11.5	—	—	2	2
-420.4~+297	7.4	18.9	—	—	2.4	4.4
-297~+178	20	38.9	—	—	3.1	7.5
-178~+150	15.3	54.2	—	—	11	18.5
-150~+104	9.6	63.8	—	—	15.5	34
-104~+74	4.2	68	2	2	20	54
-74~+53	8	76	4.6	6.6	6	60
-53~+38	4.3	80.3	26	32.6	5.7	65.7
-38~+26	7	87.3	22.1	54.7	8.5	74.2
-26~+19	5.1	92.4	12	66.7	3.6	77.8
-19~+13	0.2	92.6	10.2	76.9	2	79.8
-13~+10	2	94.6	8.7	85.6	10.3	90.1
-10~+8	2.3	96.9	9.5	95.1	4.2	94.3
-8~+5	3	99.9	4	99.1	5.5	96.8
-5	0.1	100	0.9	100	0.2	100

大小不等, +38 μm 的颗粒占65.7%, -20 μm 占25%。

焙烧渣光学显微组织分析结果见图7, 结合焙烧渣的微观结构分析, 焙烧渣呈现以焦炭为格架的硫化铁及金属铁嵌布蜂窝结构, 且易碎易分离。碳在焙烧渣中呈团块状集合体, 以隐晶质焦炭集合体为主, 其次为显微晶质焦炭, 少量鳞片状焦炭, 且嵌布较为简单, 较为容易解离, 但其粒径非常小, 给回收带来一定难度。铁矿物种类多, 嵌布状态比较复杂, 滚圆状金属铁被似磁黄铁矿包裹, 粒间充填有铁闪锌矿, 部分呈微细粒嵌布于玻璃质基体中, 细磨过程中难免夹带玻璃质基体, 不易充分分离, 造成综合回收困难。

3.2 焙烧渣选矿工艺流程

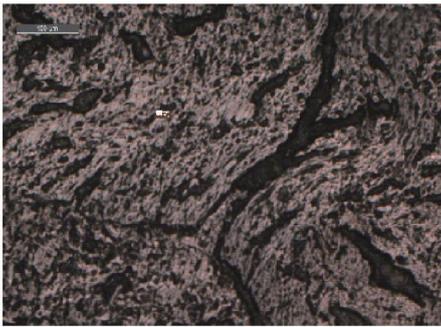
焙烧渣选矿工艺流程如图8所示。

3.3 焙烧渣选矿试验结果

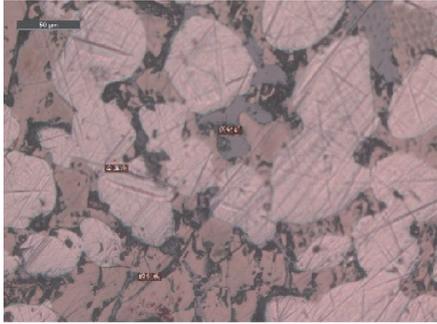
本试验过程采用LA捕收剂选碳、A5捕收剂选银、磁选回收铁。分别考察捕收剂用量、磁场强度等对回收碳、银、铁的影响。

3.3.1 捕收剂用量对碳回收率的影响

粗选矿过程中, 冶金渣粒度为75%~74 μm , 考察不同LA捕收剂用量对碳回收率的影响, 结果见



(a) 碳的分布



(b) 铁 的 分 布

图 7 焙烧渣光学显微结构

Fig. 7 Optical microstructures of roasted slag

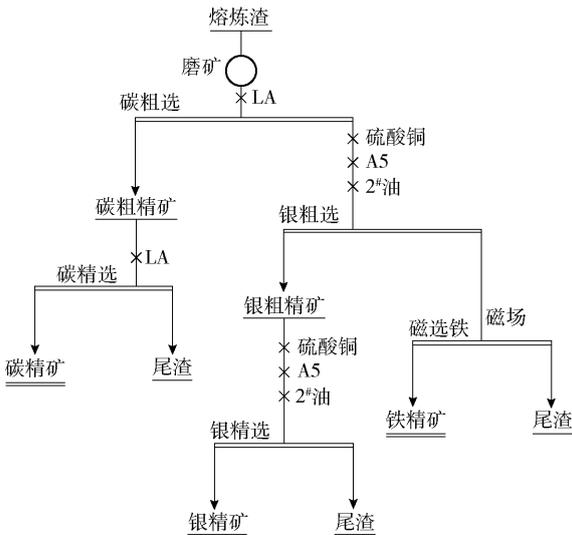


图 8 焙烧渣选矿工艺流程

Fig. 8 Process flow of roasted slag beneficiation

图 9。

从图中可以看出,随着 LA 捕收剂用量的增加,碳回收率逐渐升高,且粗选与精选均呈现出先增加后趋于平缓的趋势。在粗选阶段,LA 用量为 300 g/t 时,碳粗选回收率达到最大值,95%;在精选阶段 LA 药剂用量为 100 g/t 时,碳回收率达到

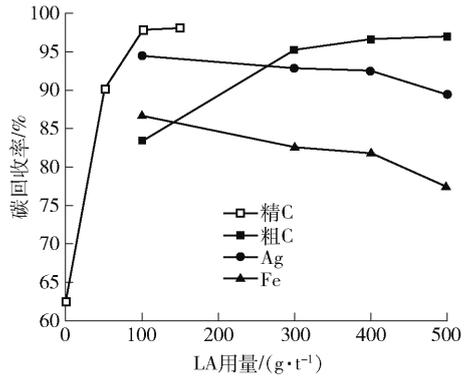


图 9 LA 捕收剂用量与碳回收率的关系

Fig. 9 Relationship of LA dosage and carbon recovery

98%。因此,选择粗选阶段 LA 捕收剂用量为 300 g/t,精选阶段 LA 捕收剂用量为 100 g/t。此条件下,获得的碳精矿品位可达 71.58%。

3.3.2 A5 捕收剂和硫酸铜用量对银回收率的影响

以选碳粗选尾矿为原料,采用 A5 捕收剂和硫酸铜对银进行选矿试验研究,考察不同 A5 捕收剂用量和硫酸铜用量对银回收率的影响,结果见图 10。

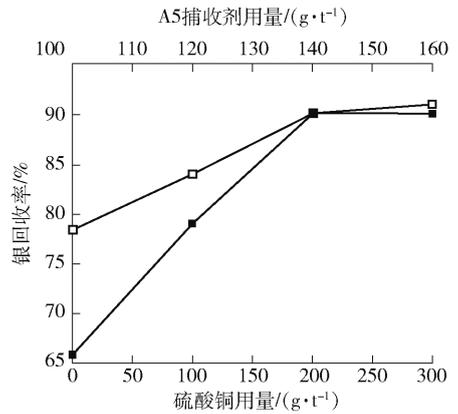


图 10 A5 捕收剂与硫酸铜用量对银回收率的影响

Fig. 10 Influence of dosages of A5 reagent and copper sulfate on recovery of silver

由图可见,随着 A5 捕收剂和硫酸铜用量的增加,银回收率升高,当硫酸铜用量为 200 g/t, A5 捕收剂用量为 140 g/t 时,银的回收率达到 91.2%,之后趋于平缓,因此选择硫酸铜用量为 200 g/t, A5 捕收剂用量为 140 g/t。此条件下,获得的银粗精矿品位可达 548.10 g/t。

3.3.3 磁场强度对铁回收率的影响

以银尾渣为原料,通过磁选对尾渣中铁进行分离富集。考察不同磁场强度对铁回收率的影响,结果见图11。

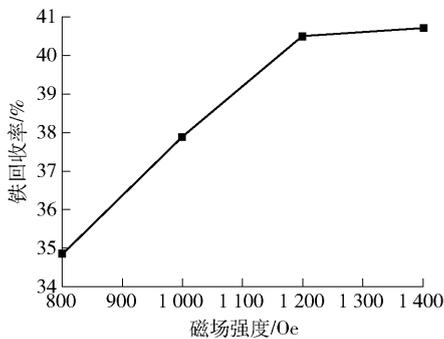


图11 磁场强度对铁回收率的影响

Fig.11 Influence of magnetic intensity on iron recovery

由图可见,随着磁场强度的增大,铁回收率逐渐升高,当磁场强度超过1200 Oe后,铁回收率趋于平缓,因此选择磁选铁的磁场强度为1200 Oe。此条件下,铁的回收率为40.71%,获得的铁精矿铁品位可达70.55%。

3 结论

通过高温还原焙烧协同选矿工艺对湿法炼锌危废渣铅银渣进行资源综合回收处理,可获得高品质产品,试验结论如下。

1) 铅银渣含铅4.00%,含锌4.43%,银品位为186.5 g/t,铅银渣的主要物相组成是硫酸铅、铁酸锌、二水合硫酸钙和黄钾铁矾。

2) 铅银渣在焙烧温度为1200℃、焙烧时间为60 min、还原剂配比为40%、添加剂配比为4%时,铅、锌回收率分别高达98.85%和97.60%,且获得的冶金渣是一种以焦炭为格架的硫化铁及金属铁嵌布蜂窝结构,易碎易分离。

3) 通过冶金渣选矿试验,窑渣粉碎至75μm,经粗选-精选产出碳精粉品位可达71.58%,碳回收率可达95.29%;银精矿中银品位可达548.10 g/t,银回收率可达91.2%;铁经磁选后富集,品位可达70.55%,回收率为40.71%。

[参考文献]

[1] 李和平,王昭云. 某铅银渣物相及锗的赋存状态研究[J]. 云南冶金, 2010, 39(6):51-53.

LI Heping, WANG Zhaoyun. Study on phase of a Pb-Ag residue and the occurrence of Germanium[J]. Yunnan Metallurgy, 2010, 39(6):51-53.

[2] 朱军,李维亮,刘曼博,等. 锌湿法冶炼渣的污染物分析及综合利用技术[J]. 矿产综合利用, 2020(4):59-65.

ZHU Jun, LI Weiliang, LIU Manbo, et al. Analysis of contaminants and comprehensive utilization technology of zinc hydrometallurgical slag[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(4):59-65.

[3] 王凤朝,马永涛. 锌冶炼渣综合利用与节能减排的工艺探讨[J]. 有色冶金节能, 2008(1):47-49, 22.

WANG Fengchao, MA Yongtao. Comprehensive utilization of zinc tailing and process exploration for energy saving and emission reduction[J]. Energy Saving of Nonferrous Metallurgy, 2008(1):47-49, 22.

[4] 孙红燕,森维,孔馨,等. 真空碳热还原法处理铅银渣热力学分析及实验研究[J]. 真空科学与技术学报, 2017(3):327-331.

SUN Hongyan, SEN Wei, KONG Xin, et al. Recovery of lead from lead-silver slag by vacuum carbothermal reduction[J]. Chinese Journal of Vacuum Science and Technology, 2017(3):327-331.

[5] 李银丽,李敬,李彦龙,等. 锌冶炼铅银渣还原焙烧挥发铅锌试验研究[J]. 湿法冶金, 2020, 39(3):15-18.

LI Yinli, LI Jing, LI Yanlong, et al. Volatilization of lead and zinc in lead-silver slag of zinc smelting by reduction roasting[J]. Hydrometallurgy of China, 2020, 39(3):15-18.

[6] 杨泽,崔雅茹,郝禹,等. 资源化消纳高浸铅银渣底吹+侧吹炼铅工艺优化[J]. 过程工程学报, 2020, 20(11):71-79.

YANG Ze, CUI Yanrun, HAO Yu, et al. Optimization on bottom blowing + side blowing lead smelting for utilizing of lead-silver leaching residues[J]. The Chinese Journal of Process Engineering, 2020, 20(11):71-79.

[7] 于建忠,鲁兴武. 转底炉直接还原焙烧处理锌浸出渣试验探索[J]. 中国有色冶金, 2019, 48(6):6.

YU Jianzhong, LU Xingwu. Experimental study on direct reduction smelting of zinc leaching residues by rotary hearth furnace[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2019, 48(6):6.

[8] 王树立,高雪,赵奇,等. 铅银渣中多种元素提取工艺路线的研究[J]. 现代化工, 2015, 35(1):80-83.

WANG Shuli, GAO Xue, ZHAO Qi, et al. [J]. Modern Chemical Industry, 2015, 35(1):80-83.

[9] 赵宏. 铅银渣综合利用新工艺探讨[J]. 有色金属(冶炼部分), 2001(4):16-17.

ZHAO Hong. Discussion on new technology of comprehensive utilization of lead and silver slag[J]. Nonferrous Metals(Extractive Metallurgy), 2001(4):16-17.

[10] 孙红燕,森维,孔馨,等. 用氯盐从铅银渣中浸出铅[J]. 湿法冶金, 2016, 35(2):110-112.

SUN Hongyan, SEN Wei, KONG Xin, et al. Leaching of lead from lead-silver slag in chloride system[J]. Hydrometallurgy of Chi-

na, 2016, 35(2):110-112.

- [11] 何后金, 白丽梅. 湿法冶炼铅银渣中回收铅银锌实验探索[J]. 云南冶金, 2016, 45(6):23-28.
HE Houjin, BAI Limei. The Experimental exploration for recovery of lead-silver-zinc in lead silver residue generated from hydrometallurgy[J]. Yunnan Metallurgy, 2016, 45(6):23-28.

- [12] 郭艳华, 杨俊龙, 廖雪珍, 等. 选冶联合综合回收铅银渣中金银试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2016(2):34-37.
GUO Yanhua, YANG Junlong, LIAO Xuezheng, et al. Experimental research on comprehensive recovery gold and silver from lead-silver residue by dressing-metallurgy technology[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2016(2):34-37.

Experiment on metallurgy-ore beneficiation combined process of Pb-Ag residue for resource utilization

XIA Qing¹, LI Yin-li¹, LI Yan-long¹, JIN Zhong², LI Guo-dong¹, LU Xing-wu¹, YANG Bin²

(1. Northwest Research Institute of Mining and Metallurgy, Baiyin 730900, China;

2. Baiyin Nonferrous Group Co., Ltd., Baiyin 730900, China)

Abstract: The Pb-Ag residue resulted from hydrometallurgical zinc leaching was studied to recover lead, zinc, carbon, silver, iron and other valuable metals through the combined process of metallurgy-ore beneficiation. The results showed that the direct volatilization yields of lead and zinc were 98.85% and 97.60% respectively when the reductive roasting temperature was 1 200 °C, the duration was 60 minutes, the proportion of coke powder reductant was 40% and the proportion of added lime was 4%; the grades of carbon concentrate, silver concentrate and iron concentrate reached 71.58%, 548.10 g/t and 70.55% respectively, and the recovery rates of carbon, silver and iron reached 95.29%, 91.2% and 40.71% respectively by adopting the process comprising carbon roughing-carbon cleaning, silver roughing-silver cleaning, and magnetic separation of iron of the modified roasting slag; and the resource recovery and utilization of lead, zinc, iron, silver in Pb-Ag residue and carbon in harmless-treated tailings was realized through this process.

Key words: Pb-Ag residue; roasting; ore beneficiation; combination; resource utilization

中国恩菲-北方矿业非洲充填联合实验室揭牌

日前,中国恩菲工程技术有限公司(以下简称中国恩菲)与北方矿业有限责任公司(以下简称北方矿业)举行中国恩菲-北方矿业非洲充填联合实验室(以下简称实验室)签约与揭牌仪式。中国恩菲党委副书记、总经理刘诚,北方矿业总经理马卫国共同为实验室揭牌。中国恩菲副总经理安晶与北方矿业副总经理、设计研究院院长詹德光共同代表双方签署实验室合作协议。

该实验室由中国恩菲与北方矿业共同发起,建成后,将为非洲矿山充填系统的建设、生产提供技术支持,进而将技术转化为生产力和成本优势,打造充填技术的应用典范。在建设高效、绿色、安全矿山,增强成本竞争优势,培养专业人才等方面开展工作,努力推动先进的中国充填技术国际化道路的走深走实,带动行业国际竞争力的持续提升。

北方矿业党委书记耿一,运营计划部、设计研究院、刚果(金)拉米卡股份有限公司相关负责人;中国恩菲研究院、科技管理部、国际业务部、矿山事业部、充填技术工程公司、装备公司相关人员参加仪式。

(资料来源:中国恩菲)