

doi:10.3969/j.issn.1007-7545.2021.06.004

氧压浸锌高硫渣工艺矿物学研究及元素回收

胡雅楠^{1,2}, 杨洪英^{1,2}, 孟庆宇³, 张勤^{1,2}, 佟琳琳^{1,2}

(1. 多金属共生矿生态化冶金教育部重点实验室, 沈阳 110819;

2. 东北大学 冶金学院, 沈阳 110819;

3. 呼伦贝尔驰宏矿业有限公司, 内蒙古 呼伦贝尔 021000)

摘要: 氧压浸锌是一种新兴的湿法浸锌工艺, 工艺过程中将会产生 40% 高硫渣, 由于高硫渣的颗粒不均匀, 黏度大, 工艺矿物学研究不深入, 导致高硫渣的处理和利用难度大。以内蒙古某锌冶炼厂的高硫渣、硫精矿、硫尾矿为研究对象, 研究其工艺矿物学特性, 以及有价金属铅、锌、铜、银等综合回收利用。采用 XRF、偏光显微镜、SEM-EDS、激光粒度分析仪和 MLA 矿物解离分析仪等测试分析方法, 探究高硫渣、硫精矿、硫尾矿的元素和矿物组成、粒度和矿物连生情况。高硫渣浮选硫回收率 84.5%, 硫尾矿投入奥斯特富氧顶吹炉铅冶炼系统后, Pb、Zn、Ag 的回收率分别为 95.3%、85.6%、96.91%。

关键词: 氧压浸锌; 高硫渣; 工艺矿物学; 元素回收

中图分类号: TF813; TD91

文献标志码: A

文章编号: 1007-7545(2021)06-0025-07

Process Mineralogy and Element Recovery of High-Sulfur Slag Leaching Zinc

HU Ya-nan^{1,2}, YANG Hong-ying^{1,2}, MENG Qing-yu³, ZHANG Qin^{1,2}, TONG Lin-lin^{1,2}

(1. Key Laboratory of Ecological Metallurgy of Polymetallic Symbiotic Ore, Ministry of Education, Shenyang 110819, China;

2. School of Metallurgy, Northeastern University, Shenyang 110819, China;

3. Hulunbuir Chihong Mining Corporation, Hulunbuir 021000, Inner Mongolia, China)

Abstract: Oxygen pressure zinc leaching is a new hydrometallurgy process. 40% high-sulfur slag will be produced during the process. Due to uneven particle size and high viscosity of high sulfur slag, research on process mineralogy is not in-depth, which makes it difficult to treat and utilize high sulfur slag. Taking high-sulfur slag, sulfur concentrate and sulfur tailings from a zinc smelter in Inner Mongolia as research object, its process mineralogical characteristics, comprehensive recycling of valuable metals such as lead, zinc, copper and silver were studied. XRF, polarized light microscope, SEM-EDS, laser particle size analyzer and MLA mineral dissociation analyzer were used to explore elements, mineral composition, particle size and continuous growth of high-sulfur slag, sulfur concentrate and sulfur tailings. Sulfur recovery in flotation of high sulfur slag is 84.5%, recovery of Pb, Zn and Ag is 95.3%, 85.6% and 96.91%, respectively, after sulfur tailings put into lead smelting system of Ausmelt oxygen-rich top-blown furnace.

Key words: oxygen pressure zinc leaching; high-sulfur slag; process mineralogy; element recovery

收稿日期: 2021-01-20

基金项目: 国家重点研发计划项目(2018YFC1902005); 国家自然科学基金资助项目(U1608254); 企业课题: 青海山金矿业有限公司复杂矿石性质及选矿工艺方法优化研究(2020021800085)

作者简介: 胡雅楠(1995-), 男, 天津人, 硕士研究生; **通信作者:** 杨洪英(1960-), 女, 河北邢台人, 教授, 博士生导师

氧压浸出法 1959 年由加拿大舍利特高尔顿公司首先试验成功,于 20 世纪 90 年代传入中国,在 2004 年工业化生产^[1-4],期间有学者详细介绍国内外回收元素硫的方法^[5-6],经过多年的探索^[7-12],目前国内驰宏锌锗、中金岭南、西部矿业等企业采用浮选—热滤法处理高硫渣。浮选法回收硫工艺初期研究者更多集中在对熔融工艺的改进,在近几年才开始对浮选工艺以及原料性质加以重视^[13-20]。对高硫渣、硫精矿、硫尾矿的工艺矿物学特征研究少,对浮选工艺改进缺少理论支撑。本文对内蒙某锌冶炼厂氧压浸出产生的高硫渣、硫精矿、硫尾矿的工艺矿物学特征、化学元素、矿物组成以及主要元素的嵌布特性、粒度、形状、解离度特征等进行了研究,研究成果确定高硫渣中单质硫与其它物相的嵌布状况,为实现单质硫与其它物相的浮选分离奠定理论基础,确定后续硫和金属元素的回收工序。

1 工艺中浸出渣性质研究

氧压浸锌工艺中产出的高硫渣经过浮选分离出硫精矿和硫尾矿,硫尾矿投入奥斯麦特富氧顶吹炉铅冶炼系统,经过氧化熔炼、还原熔炼、烟化吹炼工序,产出的粗铅回收了尾矿中的 Pb、Ag、Cu;次氧化锌回收了 Zn、Pb 并返回锌冶炼系统。最终产出一般固废水淬渣堆存外售。工艺流程见图 1。

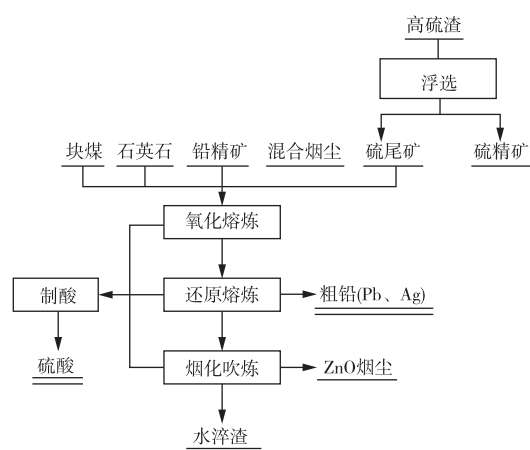


图 1 金属元素回收工艺流程

Fig. 1 Process flow of metal element recovery

样品取自内蒙某锌冶炼厂。高硫渣、硫精矿、硫尾矿各 5 kg,分别对其进行混匀、加工、破碎。各取 200 g 筛分成+150、-150+75、-75+45、-45 μm 四个粒级,具体粒度分布见表 1。

表 1 粒度分布

Table 1 Particle size distribution /%

粒度/ μm	高硫渣	硫精矿	硫尾矿
+150	3.12	1.08	13.82
-150+75	33.92	64.58	13.41
-75+45	10.66	11.21	2.11
-45	52.29	23.13	70.69

1.1 化学成分

高硫渣、硫精矿、硫尾矿的主要元素及毒害元素分析结果见表 2,通过浮选使 Pb、Fe、Ag 富集到硫尾矿中,尾矿中的 Zn、Pb、Fe、Ag 可进一步回收;S 大部分富集到硫精矿中,少量的 Zn、Pb、Fe、Ag 在后续热熔热滤工序中富集到热滤渣中,热滤渣和硫尾矿混料后进行金属元素的回收。

表 2 化学成分分析结果

Table 2 Analysis results of chemical composition /%

物料	S	Zn	Pb	Cd	Fe	Ag*	Hg*
高硫渣	42.10	4.60	1.44	0.01	12.30	153	3.6
硫精矿	83.20	2.56	0.34	<0.01	5.24	48.9	8
硫尾矿	16.40	2.01	2.54	<0.01	20.50	257	0.2

注: * g/t

1.2 矿物组成

通过显微镜下光片鉴定及 MLA 分析系统综合分析^[21],高硫渣成分以硫磺为主,硫化物主要是黄铁矿,其次为闪锌矿、黄铜矿;氧化物主要是赤铁矿;脉石矿物主要是石英,还有少量斧石、阳起石、透闪石、直闪石、伊利石、透长石、钙长石。高硫渣在 -45 μm 粒级中成分与其他粒级完全不同,硫磺含量低,其他硫化物含量低,但出现了其他粒级没有的方铅矿,此粒级中主要成分为铅铁矾,占比 82.41%。硫尾矿 -45 μm 粒级占比 70.69%,此粒级中铅铁矾占比 91.86%。

表 3 矿物物相分析结果

Table 3 Mineral analysis results

%

名称	高硫渣			硫精矿			硫尾矿		
	-150+75 μm	-75+45 μm	-45 μm	-150+75 μm	-75+45 μm	-45 μm	+150 μm	-150+75 μm	-45 μm
硫磺	87.09	68.17	0.02	84.28	92.69	15.13	45.01	45.90	—
黄铁矿	7.56	8.13	0.19	6.43	6.30	1.65	11.09	10.29	—
闪锌矿	1.41	0.68	—	1.21	0.18	0.01	0.99	2.28	—
黄铜矿	0.45	0.83	—	7.23	0.42	2.49	0.25	0.70	—
赤铁矿	0.23	1.05	0.59	0.09	—	0.22	1.45	0.30	0.56
方铅矿	—	—	0.29	—	—	—	0.03	0.06	0.12
铅铁矾	—	—	82.41	—	—	52.90	—	2.96	91.86
石英	2.59	15.25	3.76	0.02	0.17	3.31	6.51	24.53	4.03
直闪石	—	1.64	—	0.51	0.18	12.38	—	—	—
硬石膏	—	—	4.42	—	—	—	18.28	9.33	—
其他	0.67	4.25	8.32	0.23	0.06	11.91	16.39	3.65	3.43

1.3 物相分析

样品中硫化物的物相分析见表 4,硫化物以黄铁矿为主,依次占不同粒度高硫渣的 80.25%、84.34%、39.58%;硫精矿的 42.84%、91.30%、23.34%;硫尾矿的 89.94%、76.73%。闪锌矿和黄铜矿在硫精矿中的占比较高硫渣和硫尾矿高,为 41.94%、7.25%。方铅矿只出现在-45 μm 的粒级中,占高硫渣的 56.25%,硫尾矿 83.33%。

表 4 硫化物物相分析结果

Table 4 Phase analysis results of sulfide

%

名称	高硫渣			硫精矿			硫尾矿		
	-150+75 μm	-75+45 μm	-45 μm	-150+75 μm	-75+45 μm	-45 μm	+150 μm	-150+75 μm	-45 μm
黄铁矿	7.56	8.13	0.19	6.43	6.30	1.65	11.09	10.29	—
闪锌矿	1.41	0.83	—	7.23	0.42	0.01	0.99	2.28	—
黄铜矿	0.45	0.68	—	1.21	0.18	2.49	0.25	0.70	—
方铅矿	—	—	0.29	—	—	—	—	—	0.25
其他	—	—	—	0.14	—	2.88	—	0.14	0.05
总计	9.42	9.64	0.48	15.01	6.90	7.07	12.33	13.41	0.30

2 主要矿物的嵌布特征

2.1 硫

利用 MLA 测试对硫颗粒的连生状态进行分析,结果见表 5。高硫渣中硫颗粒主要与黄铁矿连生,还有与黄铁矿、黄铜矿形成的三元连生体,粗粒级比细粒级中硫颗粒的连生情况更复杂,连生情况多为黄铁矿、黄铜矿呈点状嵌布在硫颗粒中。

硫精矿中粒度对硫颗粒的连生情况影响大,粗粒级中二元连生体较少,占 38.34%,三元连生体以硫/黄铁/黄铜为主;细粒级中二元连生体占 85.76%,以硫/黄铁为主,还有少量硫/黄铜,而-45 μm 的极细粒级中二元连生体以硫/闪锌为主,三元连生体以硫/赤铁矿/黄铜为主。

硫尾矿粗粒级中二元连生体以硫/黄铁为主,三元连生体中硫/黄铁/闪锌,硫/黄铁/黄铜,硫/黄铁/直

闪石占比差别小,复杂连生体占 37.25%。细粒级中二元连生体以硫/黄铁为主,三元连生体以硫/黄铁/黄铜、硫/赤铁矿/黄铁为主,复杂连生体占 23.53%。

-150+75 μm 粒级通过浮选,硫精矿和高硫渣相比,二元共生体减少了 50%,主要是硫/黄铁减少了 60%,反之三元共生体中硫/黄铁/黄铜占比增加。

2.2 黄铁矿

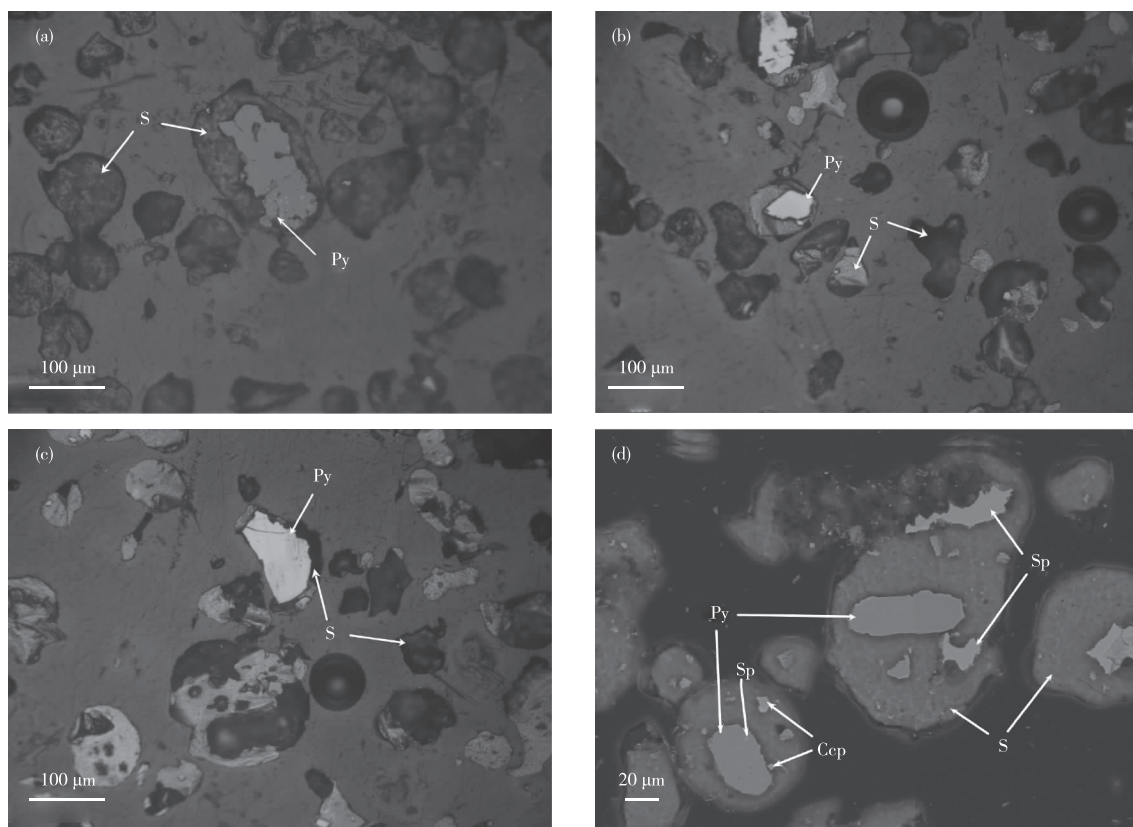
黄铁矿是+45 μm 粒级中含量最高的金属矿物,多呈不规则粒状分布,微量呈星状分布(图 2a),有的碎裂的黄铁矿裂隙中还被细粒硫化物和脉石填充。高硫渣中黄铁矿相对于硫颗粒粒度细,部分小颗粒黄铁矿被硫包裹(图 2b),部分大颗粒黄铁矿被硫吸附未被完全包裹(图 2c)。黄铁矿还会与黄铜矿、闪锌矿、石英共生(图 2d)。黄铁矿在-150+45 μm 粒级中最大颗粒为 126.13 μm ,最小为 1.39 μm 。

表5 硫磺连生情况

Table 5 Continuous sulfur production

/%

连生状态		高硫渣		硫精矿			硫尾矿	
		150~75 μm	75~45 μm	150~75 μm	75~45 μm	<45 μm	>150 μm	150~75 μm
二元	硫/黄铁矿	65.07	74.78	26.65	71.21	5.26	27.45	44.39
	硫/闪锌矿	2.94	1.74	1.75	0.31	50.88	5.88	2.14
	硫/黄铜矿	0.37	2.90	9.34	13.93	—	—	0.67
	硫/赤铁矿	0.37	—	—	—	3.51	—	2.14
	硫/阳起石	—	0.29	—	—	—	—	—
	硫/直闪石	—	0.29	0.40	0.31	—	9.80	—
	硫/毒砂	—	—	0.20	—	—	—	—
	合计	68.75	80.00	38.34	85.76	59.65	43.13	49.34
三元	硫/黄铁矿/闪锌矿	5.51	2.61	0.40	1.24	—	7.84	5.88
	硫/黄铁矿/黄铜矿	18.75	14.20	54.47	12.38	3.51	3.92	10.16
	硫/闪锌矿/黄铜矿	0.37	0.29	0.58	0.31	—	—	0.53
	硫/黄铁矿/直闪石	—	0.87	0.20	—	—	7.84	—
	硫/硫砷铜/黄铜矿	—	—	0.20	—	—	—	—
	硫/赤铁矿/黄铜矿	—	—	—	—	24.56	—	—
	硫/赤铁矿/黄铁矿	—	—	—	—	—	—	7.49
	硫/黄铁矿/毒砂	—	—	—	—	—	—	1.07
合计		24.63	17.97	55.85	13.93	28.07	19.6	25.13
复杂		6.62	2.03	5.84	0.31	12.28	37.25	23.53



Py—黄铁矿; S—硫; Ccp—黄铜矿; Sp—闪锌矿

图2 黄铁矿嵌布特征

Fig. 2 Dissemination characteristics of pyrite

2.3 黄铜矿

高硫渣和硫尾矿中黄铜矿占比低,通过浮选黄

铜矿主要富集在—150+75 μm 粒级的硫精矿中。在高硫渣中黄铜矿主要以被硫包裹的单体小颗粒形

式存在(图 3a、3b),在硫精矿中黄铜矿呈星点状分布在硫颗粒中,或是呈团状、不规则状与其他黄铜矿及黄铁矿颗粒集聚形成不规则状的大颗粒(图 3c)。在 $-150+75\ \mu\text{m}$ 硫精矿中单个黄铜矿颗粒细小,最小找到 $1.97\ \mu\text{m}$ 的颗粒。

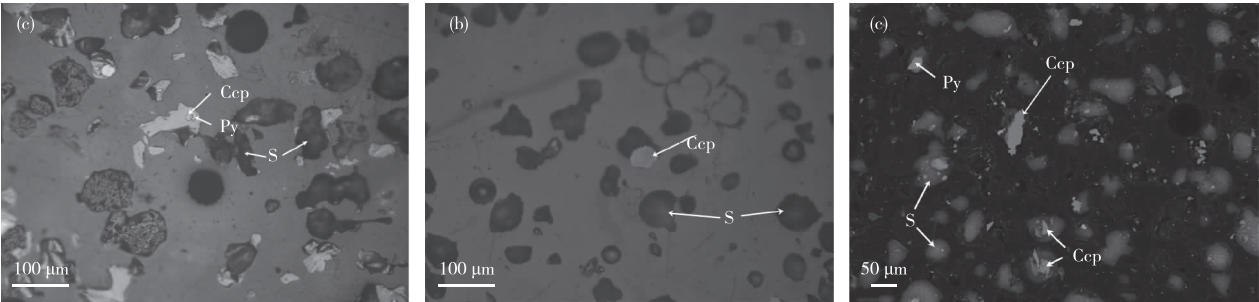
2.4 闪锌矿

闪锌矿在高硫渣、硫精矿、硫尾矿中含量均小于2%。以块状、星点状存在,粒度细小,在 $-150+75\ \mu\text{m}$ 粒级中最大颗粒 $26.52\ \mu\text{m}$,最小颗粒 $1.97\ \mu\text{m}$,在硫精矿中存在多颗闪锌矿颗粒成团的大颗粒(图 4a)。

闪锌矿多为小颗粒被硫磺包裹(图 4b),但与黄铜矿、黄铁矿不同,闪锌矿不会与硫颗粒紧密接触,而是会在闪锌矿和硫颗粒之间存在空隙。

2.5 铅

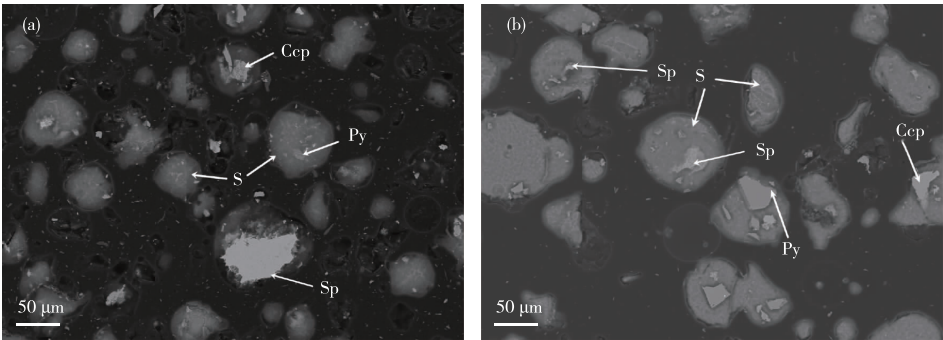
铅以方铅矿和铅铁矾的形式存在于 $-45\ \mu\text{m}$ 的粒级中,通过浮选方铅矿和铅铁矾多富集在硫尾矿中。铅铁矾多以针状存在(图 5a),小部分呈块状、星点状。铅铁矾的解离度很高,少与其他的脉石矿物连生,颗粒粒径小,多小于 $10\ \mu\text{m}$ 。方铅矿在高硫渣中含量低,颗粒粒径小,多与脉石矿物连生(图 5b)。



Ccp—黄铜矿;S—硫;Py—黄铁矿;Sp—闪锌矿

图3 黄铜矿嵌布特征

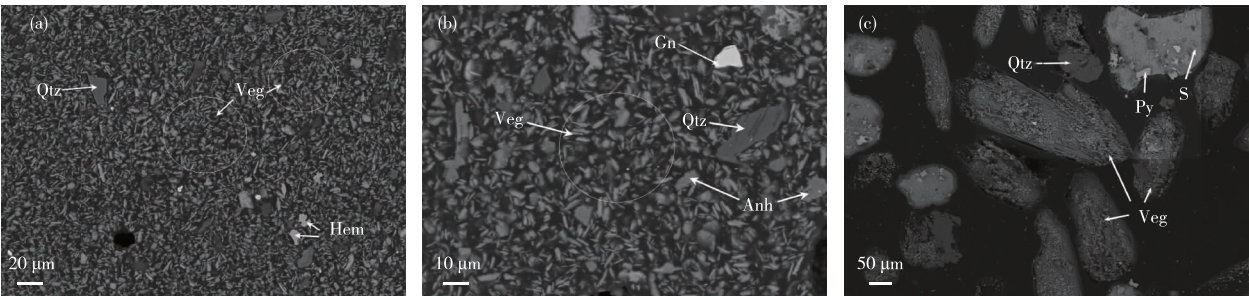
Fig. 3 Dissemination characteristics of chalcopyrite



Sp—闪锌矿;S—硫;Ccp—黄铜矿;Py—黄铁矿

图4 闪锌矿嵌布特征

Fig. 4 Distribution characteristics of Sphalerite



Veg—铅铁矾;Gn—方铅矿;S—硫;Py—黄铁矿;Qtz—石英;Hem—赤铁矿;Anh—硬石膏

图5 方铅矿及铅铁矾嵌布特征

Fig. 5 Dissemination characteristics of galena and jarosite

3 渣中有价金属冶炼回收

对硫尾矿进行配料,回收有价金属铅、锌、铜、银。铅精矿、硫尾矿、浮选精矿热滤渣、铅烟尘、石英石、石灰石等物料作为奥斯麦特富氧顶吹炉铅冶炼系统的原料。配料表(t/h):块煤 1.00、硫尾矿 15.02、石英石 1.20、铅精矿 15.01、石灰石 0.80、烟尘混合 3.00。

在 1 400 ℃、通入富氧空气条件下,经氧化熔炼产出高铅渣及高温 SO₂ 烟气。高铅渣进入富氧侧吹还原炉进行还原熔炼。鼓入富氧空气,从炉顶加入熔剂和还原剂,控制合理的氧煤比,保持炉内还原性气氛,实现高铅渣的还原熔炼,产出粗铅、还原炉渣及高温烟气。粗铅含 Ag 1 789.41 g/t、Au 2.63 g/t,其他成分(%):Pb 97.60、Sb 0.17、Cu 1.56、As 0.11、Bi 0.05、Sn 0.0001。还原渣成分(%):Fe 20.41、Zn 10.09、Pb 1.34、S 0.06、CaO 18.65、MgO 1.06、Al₂O₃ 8.51、SiO₂ 29.54、其他 10.34。

粗铅直接进行外售,铅回收率 95.3%的,银回收率 96.91%。还原炉渣进行烟化吹炼,高温烟气经过余热利用、收尘工序后进行烟气脱硫处理,回收的铅尘返回生产系统进行配料。脱硫工序回收 Hg、As 的工艺已经成熟^[22-23]。

还原炉渣进入烟化炉,喷入粉煤,控制氧煤比维持炉内强还原性气氛,在 1 250~1 300 ℃下进行烟化吹炼,铅和锌挥发进入次氧化锌烟尘。烟化吹炼产出烟化炉渣及高温烟气,烟化炉渣经过水淬工序直接堆存外售,水淬渣成分(%):Zn 1.74、Pb 0.25、Fe 20.22、SiO₂ 28.52、CaO 13.89、其他 35.58。高温烟气经余热利用、收尘工序送烟气脱硫处理,副产品次氧化锌返回生产系统,次氧化锌成分(%):Pb 6.93、Zn 62.09、Cu 0.06、Si 3.63、Ca 0.88、S 1.81、Fe 2.21、其他 22.39。流程锌的回收率达到 85.6%。

4 结论

1)高硫渣中存在 Cd(0.01%)、Hg(3.6 g/t)等毒害元素,其中 S(42.1%)、Ag(153 g/t)是含量高的可回收元素。通过不加药剂的裸选后硫精矿中 S(83.2%)被回收;硫尾矿中 Pb(2.54%)、Zn(2.01%)、Ag(257 g/t)、Fe(20.5%)通过铅冶炼系统被回收。

2)高硫渣-150+45 μm 的粒级中硫化物主要是黄铁矿,其次为闪锌矿、黄铜矿;氧化物主要是赤

铁矿;脉石主要是石英,其次为少量斧石、闪石、长石、伊利石、阳起石。-45 μm 的粒级中硫化物主要是方铅矿,其余成分以铅铁矾为主。

3)硫磺连生情况多为单颗黄铁矿、黄铜矿嵌布在硫颗粒中,少量为微细颗粒黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿、脉石呈星点状形成复杂连生。通过浮选硫精矿中的杂质颗粒更为细小,连生情况复杂,多为黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿、脉石矿物微细颗粒成团后与硫颗粒连生,二元共生体较高硫渣减少了 50%。

4)通过对硫尾矿的氧化熔炼、还原熔炼、烟化吹炼工序,产出的粗铅回收了尾矿中的 Pb、Ag、Cu;次氧化锌回收了 Zn、Pb,返回锌冶炼系统;最终产出一一般固废水淬渣。其中 Pb、Ag、Zn 的回收率分别为 95.3%、96.91%、85.6%。

参考文献

- [1] 铅锌冶金编委会. 铅锌冶金学[M]. 北京:科学出版社,2003.
Editorial Board of Lead Zinc Metallurgy. Lead Zinc Metallurgy[M]. Beijing: Science Press, 2003.
- [2] 王吉坤,周廷熙. 硫化锌精矿加压酸浸技术及产业化[M]. 北京:冶金工业出版社,2005:12-23.
WANG J K, ZHOU T X. Zinc Sulfide Concentrate Pressure Acid Leaching Technology and Industrialization[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2005: 12-23.
- [3] 陈锋. 中国氧压浸出炼锌工艺技术概论[J]. 中国有色冶金, 2015, 44(6): 21-25.
CHEN F. Introduction to oxygen pressure leaching zinc smelting technology in China [J]. China Nonferrous Metallurgy, 2015, 44(6): 21-25.
- [4] 蒋开喜. 加压湿法冶金[M]. 北京:冶金工业出版社, 2016: 166-223.
JIANG K X. Pressure Hydrometallurgy[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2016: 166-223.
- [5] 周勤俭. 湿法冶金渣中元素硫的回收方法[J]. 湿法冶金, 1997, 16(3): 50-54.
ZHOU Q J. Recovery method of elemental sulfur from hydrometallurgical slag[J]. Hydrometallurgy of China, 1997, 16(3): 50-54.
- [6] HALFYARD J E, HAWBOLDT K. Separation of elemental sulfur from hydrometallurgical residue: A review[J]. Hydrometallurgy, 2011, 109(1/2): 80-89.
- [7] ARIMA H. Autoclave application for zinc leach residue treatment by Akita Zinc Co. Ltd[C]//CIM. Pressure Hydrometallurgy, 2004: 949-963.
- [8] 蔡挂才,周开敏,王军会. 锌冶炼氧压浸出渣硫资源综

- 合利用方案浅析[J]. 硫酸工业, 2012(6):49-52.
- CAI G C, ZHOU K M, WANG J H. Analysis on comprehensive utilization scheme of sulfur resources in oxygen pressure leaching residue of zinc smelting[J]. Sulfuric Acid Industry, 2012(6):49-52.
- [9] 龙小艺, 龙凯. 硫化锌精矿浸出渣硫磺回收工艺[J]. 无机盐工业, 2008, 40(10):53-54.
- LONG X Y, LONG K. Sulfur recovery process from leaching residue of zinc sulfide concentrate [J]. Inorganic Salt Industry, 2008, 40(10):53-54.
- [10] 何醒民, 周炜, 董晓伟. 从常压富氧炼锌高硫渣中回收元素硫的方法[J]. 铜业工程, 2013(6):18-19, 48.
- HE X M, ZHOU W, DONG X W. Method of recovering elemental sulfur from high sulfur slag of atmospheric oxygen enriched zinc smelting[J]. Copper Engineering, 2013(6):18-19, 48.
- [11] 付运康. 锌浸出渣不同处理工艺浅析[J]. 四川有色金属, 2003(1):35-38.
- FU Y K. Analysis of different treatment processes of zinc leaching residue [J]. Sichuan Nonferrous Metals, 2003(1):35-38.
- [12] JIANG K X, WANG H B, ZHANG B S. The process improvement researches for zinc hydrometallurgy[J]. World of Metallurgy-ERZMETALL, 2015, 68 (3): 181-185.
- [13] 孔德鸿, 吴心平, 罗仙平. 氧压浸出炼锌尾矿渣无害化处理及有价金属综合回收方案选择[J]. 有色设备, 2019(1):17-20, 71.
- KONG D H, WU X P, LUO X P. Scheme selection for harmless treatment and comprehensive recovery of valuable metals of zinc smelting tailings by oxygen pressure leaching[J]. Nonferrous Equipment, 2019(1): 17-20, 71.
- [14] 褚丽娟, 张泽彪, 彭金辉, 等. 从硫化锌氧压酸浸渣中提取硫磺的工艺研究[J]. 科学技术与工程, 2011, 11(27): 6661-6664, 6687.
- CHU L J, ZHANG Z B, PENG J H, et al. Study on extraction of sulfur from oxygen pressure acid leaching residue of zinc sulfide [J]. Science Technology and Engineering, 2011, 11(27):6661-6664, 6687.
- [15] 刘新元, 胡东风. 锌精矿氧压浸出渣熔硫工业生产改造实践[J]. 中国有色冶金, 2013, 42(4):29-30, 54.
- LIU X Y, HU D F. Practice of sulfur melting industrial production with oxygen pressure leaching residue of zinc concentrate [J]. China Nonferrous Metallurgy, 2013, 42(4):29-30, 54.
- [16] 周东风, 刘新元, 胡东风. 提高锌氧压浸出硫磺直收率的技术改进[J]. 商品与质量, 2018(4):261, 270.
- ZHOU D F, LIU X Y, HU D F. Technical improvement for increasing direct sulfur yield of zinc oxygen pressure leaching[J]. Commodity and Quality, 2018(4):261, 270.
- [17] 景孝德. 提高锌氧压浸出二段底流硫浮选品质及效率的探索试验[J]. 中国有色冶金, 2019, 48(4):74-78, 90.
- JING X D. Experimental study on improving the quality and efficiency of two stage underflow sulfur flotation in zinc oxygen pressure leaching [J]. China Nonferrous Metallurgy, 2019, 48(4):74-78, 90.
- [18] 陈吉阳. 锌氧压浸出浮选硫精矿熔硫产能提升的实践[J]. 有色冶金设计与研究, 2017, 38(6):18-20.
- CHEN J Y. Practice of improving sulfur melting capacity of flotation sulfur concentrate by zinc oxygen pressure leaching [J]. Design and Research of Nonferrous Metallurgy, 2017, 38(6):18-20.
- [19] WANG Y F, WANG H B, LI X L, et al. Study on the extraction improvement of the zinc pressure leaching process[J]. Hydrometallurgy, 2020, 195:105400. DOI: 10.1016/j.hydromet. 2020. 105400.
- [20] 邓学广. 硫化锌精矿氧压浸出硫渣的综合回收研究及应用[J]. 有色金属(冶炼部分), 2020(9):127-130.
- DENG X G. Study on and industry application of comprehensive recovery of sulfide slag from oxygen pressure leaching of zinc sulfide concentrate [J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2020(9): 127-130.
- [21] 高歌, 王艳. MLA自动检测技术在工艺矿物学研究中的应用[J]. 黄金, 2015, 36(10):66-69.
- GAO G, WANG Y. Application of MLA automatic detection technology in process mineralogy[J]. Gold, 2015, 36(10):66-69.
- [22] YIN R S, FENG X B, LI Z G, et al. Metallogeny and environmental impact of Hg in Zn deposits in China[J]. Applied Geochemistry, 2012, 27(1):151-160.
- [23] 卢文鹏, 李瑞冰, 马雁鸿, 等. 铅锌冶炼过程中砷的提取方法[J]. 有色矿冶, 2020, 36(2):34-38.
- LU W P, LI R B, MA Y H, et al. Extraction method of arsenic in lead zinc smelting process [J]. Nonferrous Mining and Metallurgy, 2020, 36(2):34-38.