

红土镍矿浸渣选铁试验研究^①

罗良飞, 李宗蔚, 钟志刚, 蒋江波

(长沙矿冶研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012)

摘要: 针对某含铁 51.38%、含硫 2.01% 的红土镍矿浸渣进行了离心选矿、磁选、磁化焙烧等试验研究。结果表明, 磁化焙烧-磁选工艺是该红土镍矿浸渣选铁的高效分选工艺。煤基还原-弱磁选获得了精矿 TFe 品位 62.77%、回收率 94.04% 的指标; 气基还原-弱磁选获得了精矿 TFe 品位 68.77%、回收率 95.15%、精矿中杂质硫含量 0.12% 的指标, 可达到铁精矿质量要求; 直接还原-弱磁选可获得精矿 TFe 品位 90.89%、回收率 88.90% 的指标, 但存在精矿中硫含量偏高的问题。

关键词: 红土镍矿; 浸出渣; 磁选; 磁化焙烧; 煤基还原; 气基还原; 直接还原; 离心选矿

中图分类号: TD981

文献标识码: A

doi: 10.3969/j.issn.0253-6099.2023.05.010

文章编号: 0253-6099(2023)05-0047-03

Experimental Study on Iron Recovery from Leaching Residue of Lateritic Nickel Ore

LUO Liangfei, LI Zongwei, ZHONG Zhigang, JIANG Jiangbo

(Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy Co Ltd, Changsha 410012, Hunan, China)

Abstract: Experimental studies were carried out for iron recovery from the leaching residue of lateritic nickel ore containing 51.38% TFe and 2.01% S, by adopting processing techniques of centrifugal separation, magnetic separation and magnetic roasting. It is found that the process of magnetic roasting followed by magnetic separation is an efficient technique to recover iron from such leaching slag. It is shown that the process of coal-based reduction followed by low-intensity magnetic separation (LIMS) can produce the concentrate grading 62.77% TFe at 94.04% recovery, and the process of gas-based reduction followed by LIMS leads to the concentrate grading 68.77% TFe at 95.15% recovery, with sulfur content of 0.12% in the impurity, which can meet the quality standard for iron concentrate. Although the process of direct reduction followed by LIMS can produce the concentrate grading 90.89% TFe at 88.90% recovery, it is shown that there is higher content of sulfur in the concentrate.

Key words: lateritic nickel ore; leaching residue; magnetic separation; magnetic roasting; coal-based reduction; gas-based reduction; direct reduction; centrifugal separation

镍是我国战略资源之一。镍矿主要有红土镍矿和硫化镍矿两种类型。甘肃金昌是我国的“镍都”, 主要开采硫化镍矿。我国镍资源储量较少, 红土镍矿更是少之又少。红土镍矿主要分布在赤道附近一带, 如印度尼西亚、菲律宾、巴布亚新几内亚、新喀里多尼亚^[1]。我国企业在东南亚大规模开发红土镍矿资源, 采用湿法高压酸浸提镍工艺, 产排大量含铁浸渣, 每年排放量近亿吨, 渣中铁含量达到 30%~55%。国内对此类浸渣的综合利用还处于实验室研究阶段^[2-5]。为了解决我国企业在海外红土镍矿开发中尾渣的堆存与

安全环保问题, 提升我国国际形象, 对浸渣综合利用势在必行。本文针对某红土镍矿浸渣进行选铁试验研究, 旨在解决红土镍矿浸渣占地、安全环保与资源利用问题, 为红土镍矿浸渣高效选铁提供技术依据。

1 矿石性质

某红土镍矿浸渣化学多元素分析结果见表 1, 铁和硫化合物相分析结果分别见表 2 和表 3。肉眼观察, 该浸渣为褐红色粉类样品, 样品中主要成分为铁, 其次为硅、铝、铬、硫, 少量镍、钛、镁、锰等元素。有害

① 收稿日期: 2023-05-10

基金项目: 国家重点研发计划(2021YFC2902504)

作者简介: 罗良飞(1971—), 男, 湖南湘乡人, 硕士, 正高级工程师, 主要从事矿物加工技术开发与工程应用研究工作。

杂质磷含量较低,但硫含量较高,选冶过程中需密切注意硫的富集趋势。铁主要以赤(褐)铁矿形式产出,其次赋存在铁矾和铬铁矿中。

表1 样品主要化学成分分析结果(质量分数) %

TFe	FeO	Fe ₂ O ₃	Ni	Co	Cr	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃
51.38	2.01	71.17	0.16	0.002 4	2.86	7.97	0.12	4.26
CaO	MgO	MnO	K ₂ O	Na ₂ O	P	S	C	烧失
0.038	0.56	0.28	0.005 4	0.023	0.010	2.01	0.034	8.56

表2 样品铁化学物相分析结果

铁物相	含量/%	分布率/%
赤(褐)铁矿中铁	46.87	91.22
磁铁矿中铁	0.41	0.80
铬铁矿中铁	1.12	2.18
铁矾中铁	2.47	4.81
硫化物中铁	0.18	0.35
硅酸盐中铁	0.33	0.64
合计	51.38	100.00

表3 样品硫化学物相分析结果

硫物相	含量/%	分布率/%
硫酸盐中硫	1.89	94.03
硫化物中硫	0.11	5.47
元素硫	0.010	0.50
合计	2.01	100.00

样品主要矿物组成见表4。样品中主要铁矿物为赤(褐)铁矿,偶见磁铁矿零星分布;铬矿物为铬铁尖晶石;脉石矿物主要是石英,此外有很少量的云母、辉石、滑石等。

表4 样品主要矿物组成(质量分数) %

赤(褐)铁矿	磁铁矿	铁矾	铬铁尖晶石	石英
80.34	0.55	5.32	6.25	6.55
云母	辉石	滑石	其他	
0.15	0.10	0.24	0.50	

赤(褐)铁矿是回收铁的主要目的矿物。褐铁矿多为隐晶质~微晶质,粒度十分微细,一般小于0.01 mm,仅个别粗者可达0.05~0.1 mm。能谱微区成分分析结果表明,样品中褐铁矿化学成分极为复杂,除Fe₂O₃外,还普遍含有较高的Al₂O₃、SO₃、Cr₂O₃、SiO₂,平均Fe₂O₃含量为81.47%。磁铁矿多为较规则粒状,粒径一般0.03~0.08 mm,大部分以单体状态产出,少量嵌布在微细粒褐铁矿结块构成的集合体中。铁矾多为粒状、不规则粒状,粒度较为细小,一般小于0.01 mm,少

量介于0.02~0.1 mm之间,呈稀疏~零散浸染状嵌布在微细粒褐铁矿结块构成的集合体中。能谱测定结果表明,除铁和硫外,铁矾中还含铝17.72%。

浸出渣粒度组成及关键元素分布情况见表5。由表5可以看出,浸渣粒度极细,-0.01 mm 粒级占88.82%,该粒级中铁和硫品位均最高,金属分布率也分别达到93.83%和97.05%;铬在+0.01 mm 粒级品位较高,金属量也主要分布在该粒级中,说明浸渣中铬矿物粒度比铁矿物粒度粗。粒度分析中硫含量偏低,是由于微溶硫酸盐溶解了部分硫。

表5 样品粒度组成及金属分布情况

粒级/mm	产率/%	品位/%			金属分布率/%		
		TFe	S	Cr	TFe	S	Cr
+0.075	1.80	21.38	0.42	15.96	0.72	0.56	9.58
-0.075+0.045	2.59	25.56	0.31	17.52	1.25	0.60	15.19
-0.045+0.038	0.60	28.26	0.28	15.68	0.32	0.12	3.14
-0.038+0.025	2.20	30.44	0.2	14.56	1.26	0.33	10.68
-0.025+0.020	1.40	33.01	0.19	11.95	0.87	0.20	5.58
-0.020+0.010	2.59	36.08	0.59	9.61	1.76	1.14	8.33
-0.010	88.82	56.17	1.47	1.60	93.83	97.05	47.49
合计	100.00	53.17	1.35	2.99	100.00	100.00	100.00

2 选矿试验研究

2.1 强磁选试验

浸渣铁品位较高,采用实验室夹板强磁选装置磁选回收铁,考察预先富集抛尾的可行性,结果见表6。由表6可以看出,强磁选工艺不能有效选铁,精矿、尾矿和给矿品位相差不大。

表6 浸渣磁选试验结果

磁场强度/T	产品名称	产率/%	TFe 品位/%	回收率/%
1.2	精矿	47.20	52.44	46.96
	尾矿	52.80	52.95	53.04
	给矿	100.00	52.71	100.00
1.4	精矿	50.88	52.54	50.33
	尾矿	49.12	53.72	49.67
	给矿	100.00	53.12	100.00
1.6	精矿	43.16	52.21	42.62
	尾矿	56.84	53.37	57.38
	给矿	100.00	52.87	100.00
1.8	精矿	50.36	52.07	49.34
	尾矿	49.64	54.24	50.66
	给矿	100.00	53.15	100.00

2.2 离心选矿试验

考察了离心选矿对细粒级铁矿物的预富集抛尾分选效果,结果见表7。由表7可以看出,离心选矿预富集效果较差,精矿中铁基本没有富集。

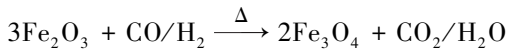
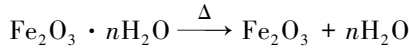
表7 离心选矿机预分选试验结果

重力加速度	产品名称	产率/%	TFe 品位/%	回收率/%
60g	精矿	24.07	46.82	22.08
	尾矿	75.93	52.39	77.92
	给矿	100.00	51.05	100.00
80g	精矿	30.85	46.51	27.60
	尾矿	69.15	54.44	72.40
	给矿	100.00	51.99	100.00
100g	精矿	33.12	45.71	29.30
	尾矿	66.88	54.63	70.70
	给矿	100.00	51.68	100.00
120g	精矿	33.47	45.08	29.34
	尾矿	66.53	54.63	70.66
	给矿	100.00	51.43	100.00

注:g为重力加速度。

2.3 磁化焙烧-磁选试验

赤(褐)铁矿在磁化焙烧过程中完成铁矿物矿相重构,弱磁性铁矿物转化为强磁性 Fe₃O₄,属气固两相反应,其反应方程为:



焙烧矿经研磨-弱磁选可得到铁精矿。

2.3.1 煤基还原-磁选试验

采用 SX-12-10 型马弗炉,还原剂煤用量 15%,在焙烧温度 800 ℃、焙烧时间 70 min、磁场强度 0.2 T 条件下,考察了添加剂种类对浸出渣焙烧-磁选指标的影响,结果见表 8。由表 8 可以看出,空白焙烧试验焙烧矿磁选精矿 TFe 品位最高 62.77%、回收率 94.04%,添加剂种类对精矿品位和硫含量影响不大。精矿中硫含量较高,有必要采用其他措施降低铁精矿中硫含量。

表8 添加剂种类对煤基还原-磁选指标的影响

添加剂种类及用量/%	产品名称	产率/%	TFe 品位/%	回收率/%	S 含量/%
空白	精矿	80.56	62.77	94.04	1.78
	尾矿	19.44	16.48	5.96	
	给矿	100.00	53.77	100.00	
CaCO ₃ 15	精矿	71.33	61.67	94.74	1.55
	尾矿	28.67	8.51	5.26	
	给矿	100.00	46.43	100.00	
Na ₂ CO ₃ 15	精矿	47.45	61.60	55.21	
	尾矿	52.55	45.11	44.79	
	给矿	100.00	52.93	100.00	
CaCO ₃ 13 Na ₂ CO ₃ 2	精矿	50.00	62.66	66.55	
	尾矿	50.00	31.50	33.45	
	给矿	100.00	47.08	100.00	
NaOH 15	精矿	50.38	62.20	56.79	
	尾矿	49.62	48.05	43.21	
	给矿	100.00	55.18	100.00	
CaF ₂ 15	精矿	73.24	60.42	95.28	1.79
	尾矿	26.76	8.20	4.72	
	给矿	100.00	46.45	100.00	

2.3.2 气基还原-磁选试验

在焙烧时间 40 min、磁场强度 0.2 T 条件下,进行了气基还原-磁选试验,结果见表 9。由表 9 可以看出,气基还原效果较好,焙烧温度 800 ℃ 时可以获得精矿 TFe 品位 68.77%、回收率 95.15% 的指标,精矿中 S 含量降至 0.12%。

表9 气基还原-磁选试验结果

焙烧温度/℃	产品名称	产率/%	TFe 品位/%	回收率/%	S 含量/%
750	精矿	85.33	67.79	89.88	1.12
	尾矿	14.67	44.38	10.12	
	给矿	100.00	64.35	100.00	
800	精矿	89.35	68.77	95.15	0.12
	尾矿	10.65	29.41	4.85	
	给矿	100.00	64.58	100.00	

2.3.3 直接还原-磁选试验

对浸渣进行了直接还原-磁选探索试验,磁场强度 0.2 T,结果见表 10。由表 10 可以看出,浸渣直接还原后磁选,仅添加还原剂煤粉情况下,磁选精矿 TFe 品位 90.89%、回收率 88.90%;添加助熔剂 Na₂CO₃ 和还原剂煤粉条件下,磁选精矿 TFe 品位 86.72%、回收率 97.83%。浸出渣选铁效果较好,但精矿中杂质硫含量偏高。

表10 直接还原-磁选试验结果

直接还原条件	产品名称	产率/%	TFe 品位/%	回收率/%	S 含量/%
1 200 ℃/70 min Na ₂ CO ₃ 15% 煤粉 20%	精矿	82.61	86.72	97.83	0.75
	尾矿	17.39	9.15	2.17	
	给矿	100.00	73.23	100.00	
1 200 ℃/70 min 煤粉 20%	精矿	72.14	90.89	88.90	0.79
	尾矿	27.86	29.40	11.10	
	给矿	100.00	73.76	100.00	

2.3.4 工艺对比分析

磁化焙烧-磁选是从红土镍矿浸渣高效回收铁的有效方法。煤基还原-弱磁选获得了精矿 TFe 品位 62.77%、回收率 94.04% 的指标;气基还原-弱磁选获得了精矿 TFe 品位 68.77%、回收率 95.15%、精矿中杂质硫含量 0.12% 的指标,可达到铁精矿质量要求;直接还原-弱磁选可获得精矿 TFe 品位 90.89%、回收率 88.90% 的指标,但存在硫含量偏高的问题。

优化气基还原试验条件后,发现浸渣可以在 800 ℃ 还原生成大部分金属铁,同时脱除硫,是一个矿相重构同步脱硫的过程,既提高了品位,又降低了有害杂质硫含量,且温度较低(单独脱硫需要 1 000 ℃,直接还原需要 1 200 ℃),具有良好的经济性。推荐采用气基

(下转第 53 页)

表2 闭路试验结果

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		钼	铜	钼	铜
精矿	44.08	47.46	0.10	94.96	3.52
尾矿	55.92	1.99	2.16	5.04	96.48
给矿	100.00	22.03	1.25	100.00	100.00

4 结 论

1) 试验样品为河南某选矿厂“高钼低铜”铜钼混合精矿,其中 Mo 品位 22.03%,Cu 含量 1.21%,SiO₂ 和 CaO 含量分别为 29.57%和 10.23%。原矿中主要金属矿物为辉钼矿、黄铁矿、黄铜矿及斑铜矿等,脉石矿物主要是硅酸盐及碳酸盐矿物。

2) 铜钼浮选分离试验结果表明,臭氧氧化与硫化钠都可较好地抑制黄铜矿,臭氧氧化浮选的钼精矿品位和回收率显著高于硫化钠作抑制剂时的指标,说明用臭氧氧化取代硫化钠做抑制剂进行抑铜浮钼,工艺上是可行的。

3) 闭路试验结果表明,在磨矿细度-0.037 mm 粒级占 98.55%、pH 值 9、水玻璃用量 80 mg/L、臭氧氧化时间 3 min、煤油和 2#油用量分别为 60 mg/L 和 20 mg/L 条件下,经过一次粗选和三次精选,获得的钼精矿钼品位 47.46%、回收率 94.96%、铜含量 0.10%。

参考文献:

[1] 侯增谦,杨志明. 中国大陆环境典型斑岩型矿床成矿规律和找矿

(上接第 49 页)

还原-弱磁选工艺回收该红土镍矿浸渣中铁。

3 结 论

1) 某红土镍矿浸渣 TFe 品位 51.38%,但有害杂质硫含量 2.01%。铁主要以赤(褐)铁矿形式存在;硫主要以硫酸盐形式存在。浸渣粒度极细,铁矿物磁性弱,强磁选和离心选矿预富集效果较差。

2) 磁化焙烧-磁选是从红土镍矿浸渣高效回收铁的有效方法。煤基还原-弱磁选获得了精矿 TFe 品位 62.77%、回收率 94.04%的指标;气基还原-弱磁选获得了精矿 TFe 品位 68.77%、回收率 95.15%、精矿中杂质硫含量 0.12%的指标,可达到铁精矿质量要求;直接还原-弱磁选可获得精矿 TFe 品位 90.89%、回收率 88.90%的指标,但存在硫含量偏高的问题。气基还原-磁选工艺可以在 800 °C 还原生成大部分金属铁,同时脱除硫,是一个矿相重构同步脱硫的过程,具有良好的经济性。

模型研究进展(代序言)[J]. 矿床地质, 2012,31(4):645-646.

- [2] 冯丹丹. 全球钼资源供需形势分析与展望[J]. 国土资源情报, 2020(10):39-44.
- [3] 李尧,文书明,丰奇成,等. 铜钼混合精矿浮选分离技术研究进展[J]. 金属矿山, 2018(7):13-18.
- [4] 林清泉,戴智飞,曾令明,等. 江西某难选铜钼矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2022,42(2):73-76.
- [5] 王鹏. 某低品位铜钼矿石浮选试验研究[J]. 黄金, 2021,42(11):81-84.
- [6] 杨晓峰,刘瑶瑶. 铜钼矿浮选研究现状与进展[J]. 矿冶, 2021,30(6):42-47.
- [7] 赖桂华. 铜钼混合精矿高效分离试验研究与应用[J]. 黄金, 2021,42(3):60-62.
- [8] 胡运祯. 超声处理铜钼混合精矿对铜钼分离浮选过程的强化作用研究[D]. 赣州:江西理工大学, 2020.
- [9] Hirajima T, Mori M, Ichikawa O, et al. Selective Flotation of Chalcopyrite and Molybdenite with Plasma Pre-treatment[J]. Minerals Engineering, 2014,66-68:102-111.
- [10] Suyantara G P W, Hirajima T, Miki H, et al. Floatability of Molybdenite and Chalcopyrite in Artificial Seawater[J]. Minerals Engineering, 2018,115:117-130.
- [11] 黄鹏亮,杨丙桥,胡杨甲,等. 氧化预处理对铜钼浮选分离效果的影响[J]. 矿冶工程, 2021,41(3):46-50.
- [12] 焦跃旭,姚新,陈鹏,等. 新型高效辉钼矿抑制剂及其作用机理研究[J]. 矿冶工程, 2020,40(6):30-33.

引用本文:张红涛,宋翔宇,黄业豪,等. 某铜钼混合精矿臭氧氧化浮选分离试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(5):50-53.

推荐采用气基还原-弱磁选工艺回收该红土镍矿浸渣中铁。

参考文献:

- [1] 杨永飞. 东南亚红土型镍矿资源潜力与开发现状[C]//2020年 APOL 镍与不锈钢产业链年会论文集. 2020:29-34.
- [2] 郭学益,公琪琪,石文堂,等. 镍红土矿加压浸出渣磁化焙烧-弱磁选铁精矿的研究[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2012(6):2048-2053.
- [3] 姜荣,郭晓东. 从红土镍矿酸浸渣中回收铁矿物的试验研究[J]. 甘肃冶金, 2008,30(4):15-18.
- [4] 刘凯华,李淑梅,李辉,等. 镍红土矿酸浸渣生物质磁化焙烧-磁选回收铁精矿试验研究[J]. 有色冶金节能, 2016,32(2):14-17.
- [5] 马海青,席海龙. 红土镍矿加压酸浸渣还原焙烧-磁选回收铁精矿试验研究[J]. 金川科技, 2017(4):42-47.

引用本文:罗良飞,李宗蔚,钟志刚,等. 红土镍矿浸渣选铁试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(5):47-49.