

从某浸钴渣中回收铜、钴的选矿试验研究^①

易峦, 周清波, 阳华玲

(长沙矿冶研究院有限责任公司, 湖南长沙 410012)

摘要: 某浸钴渣中铜品位 1.31%、钴品位 0.20%, 根据其中铜、钴的赋存状态, 采用磨矿-一粗一扫两精浮选工艺回收浸钴渣中铜和钴, 闭路试验可获得产率 6.63%、铜品位 16.16%、钴品位 2.06%、铜回收率 80.56%、钴回收率 68.29% 的铜钴混合精矿, 实现了浸钴渣中铜、钴资源的高效富集回收。

关键词: 浸钴渣; 硫化铜; 硫化钴; 浮选; 抑制剂; 捕收剂; 铜钴精矿

中图分类号: TD923

文献标志码: A

doi: 10.3969/j.issn.0253-6099.2024.06.014

文章编号: 0253-6099(2024)06-0066-04

Experimental Study on Recovering Copper and Cobalt Resources from Cobalt Leaching Residue

YI Luan, ZHOU Qingbo, YANG Hualing

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

Abstract: For a cobalt leaching residue grading 1.31% Cu and 0.20% Co, a flowsheet consisting of grinding and a flotation process of one stage of roughing, one stage of scavenging and two stages of cleaning was proposed based on the occurrence of copper and cobalt therein. A closed-circuit test employing this processing technique can result in a bulk copper-cobalt concentrate grading 16.16% Cu and 2.06% Co with recoveries of 80.56% Cu and 68.29% Co, with the yield of 6.63%. It is concluded that with this approach, copper and cobalt resources in the cobalt leaching residue can be enriched and recovered efficiently.

Key words: cobalt leaching residue; copper sulfide; cobalt sulfide; flotation; depressant; collector; copper-cobalt concentrate

铜、钴作为我国稀缺的战略性矿产资源, 已被广泛应用于航空、电子、电力、机械制造、汽车、化工、新能源及高端装备等领域^[1]。近年来, 随着新能源、电池材料等产业的兴起, 我国对铜、钴资源需求量越来越大^[2-3], 高效开发利用铜、钴资源, 保障资源供给对维护国家安全和经济发展具有重要意义。浸钴渣是我国铜、钴冶金行业对含铜、钴矿石进行湿法冶金提取铜、钴后因不能回收其中硫化铜、硫化钴而产生的含铜、钴尾渣。目前国内多采用冶金方法对该类型尾渣进一步提取铜、钴资源, 但由于浸钴渣中铜、钴品位较低, 冶金成本高昂。本文根据浸钴渣矿石性质, 采用合理的选矿工艺及浮选药剂, 最终实现浸钴渣中铜、钴资源的高效富集回收, 大幅降低后续铜、钴冶金成本。

1 矿石性质

浸钴渣(原矿)化学组成及渣中铜、钴物相分析结果分别见表1和表2。由表1~2可知, 原矿中可供回收的有价元素为铜和钴, 需要排除的组分主要为 SiO₂、Al₂O₃、MgO、CaO、K₂O 等。原矿脉石中钴占 65.73%, 由

表1 原矿主要化学成分分析结果(质量分数) %

TFe	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	K ₂ O
6.83	0.10	9.65	61.22	6.20	1.27	5.78	0.031	2.47
Cu	Co	Ni	Zn	P	S	Au ¹⁾	Ag ¹⁾	烧失
1.31	0.20	0.009 7	0.027	0.42	1.20	0.46	16.17	8.57

1) 单位为 g/t。

① 收稿日期: 2024-06-13

作者简介: 易峦(1982—), 男, 湖南岳阳人, 硕士, 高级工程师, 主要从事矿物加工研究及管理工作。E-mail: yiluan@minmetals.com

表2 矿石中铜、钴化学物相分析结果

元素	物相	含量(质量分数)/%	分布率/%
铜	原生硫化铜	0.10	7.63
	次生硫化铜	0.86	65.65
	自由氧化铜	0.25	19.09
	结合氧化铜	0.10	7.63
	合计	1.31	100.00
钴	硫化钴	0.043	20.19
	氧化钴	0.030	14.08
	脉石中钴	0.140	65.73
	合计	0.213	100.00

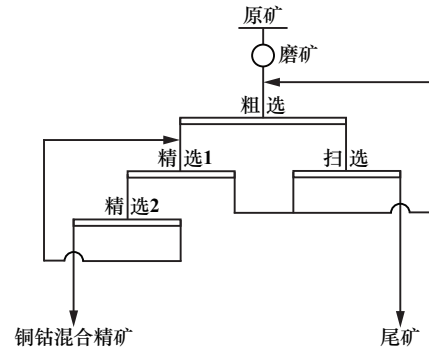


图1 浸钴渣浮选回收铜、钴原则流程

于试验矿样为浸钴渣,脉石中钴以微细粒包裹体和吸附形式产出。

原矿粒度筛析结果如表3所示。原矿粒度较细, -0.074 mm 粒级产率为 79.90%, -0.038 mm 粒级产率为 66.26%;铜、钴在-0.038 mm 粒级中分布率较高。

表3 原矿粒度筛析结果

粒级/mm	产率/%	品位/%		分布率/%	
		Cu	Co	Cu	Co
+0.15	7.00	0.092	0.048	0.50	1.70
-0.15+0.074	13.10	0.55	0.20	5.53	13.28
-0.074+0.045	9.71	1.26	0.37	9.41	18.21
-0.045+0.038	3.93	1.34	0.32	4.05	6.37
-0.038	66.26	1.58	0.18	80.51	60.44
合计	100.00	1.30	0.20	100.00	100.00

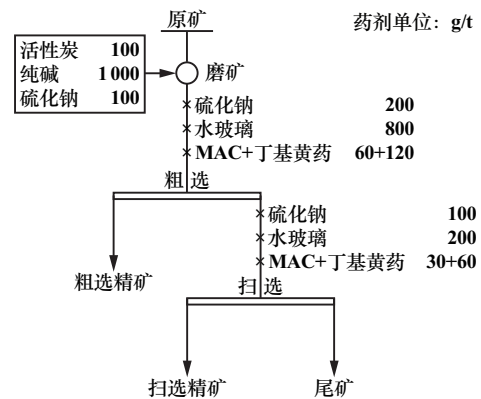


图2 磨矿细度条件试验流程

表4 磨矿细度试验结果

-0.045 mm 粒级 占比/%	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Cu	Co	Cu	Co
84.23	粗选精矿	18.21	5.23	0.72	74.39	68.40
	扫选精矿	4.25	2.24	0.13	7.44	2.88
	尾矿	77.54	0.30	0.071	18.17	28.72
	原矿	100.00	1.28	0.19	100.00	100.00
89.48	粗选精矿	20.35	4.88	0.65	76.95	70.81
	扫选精矿	4.99	1.92	0.12	7.43	3.21
	尾矿	74.66	0.27	0.065	15.62	25.98
	原矿	100.00	1.29	0.19	100.00	100.00
94.23	粗选精矿	22.45	4.35	0.65	76.99	72.16
	扫选精矿	5.46	1.78	0.12	7.66	3.24
	尾矿	72.09	0.27	0.069	15.35	24.60
	原矿	100.00	1.27	0.20	100.00	100.00

2 选矿试验结果及讨论

2.1 原则流程确定

原矿为浸钴渣,矿石中钴含量已很低,且其中铜、钴赋存状态十分复杂,既有硫化铜和硫化钴矿物,又有氧化铜和氧化钴矿物,还有以微细粒包裹体和吸附形式赋存在脉石中的钴。根据硫化矿和氧化矿浮选性质差异,可采用黄药直接浮选硫化铜、钴矿物,采用硫化浮选法回收氧化铜、钴矿物^[4-11],而且,在磨矿中适当添加活性炭有利于提高铜精矿品位^[5]。根据浸钴渣矿石性质,拟采用一粗一扫两精的铜钴混合浮选工艺回收铜、钴资源,原则流程图见图1。

2.2 浮选条件试验

2.2.1 磨矿细度试验

在球磨机中添加活性炭、纯碱及硫化钠,磨至不同细度后进行一粗一扫浮选试验,试验流程图见图2,磨矿细度对浮选效果的影响见表4。由表4可知,随着磨矿细度提高,粗选精矿和扫选精矿产率均增加,精矿铜、钴品位呈下降趋势,铜、钴回收率逐步提高。磨矿细度-0.045 mm 粒级占 89.48%时,浮选综合指标较好,

之后继续提高磨矿细度,铜、钴回收率增幅不明显。适宜的磨矿细度为-0.045 mm 粒级占 89.48%。

2.2.2 抑制剂种类及用量试验

原矿磨矿细度-0.045 mm 粒级占 89.48%,按照图2所示流程进行了抑制剂种类对比试验,抑制剂用量均为粗选 400 g/t、扫选 100 g/t,结果见表5。由表5可知,在相同药剂用量下,六偏磷酸钠的抑制效果明显优于水玻璃。采用六偏磷酸钠作为浮选抑制剂较为适宜。

在相同条件下,进行了粗选抑制剂六偏磷酸钠用量(扫选用量为粗选用量的1/4)试验,结果见表6。

表5 抑制剂种类对比试验结果

抑制剂种类	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Cu	Co	Cu	Co
水玻璃	粗选精矿	23.10	4.23	0.56	76.71	67.34
	扫选精矿	6.45	1.54	0.11	7.80	3.69
	尾矿	70.45	0.28	0.079	15.49	28.97
	原矿	100.00	1.27	0.19	100.00	100.00
六偏磷酸钠	粗选精矿	20.18	5.47	0.67	79.41	73.53
	扫选精矿	5.66	1.65	0.10	6.72	3.08
	尾矿	74.16	0.26	0.058	13.87	23.39
	原矿	100.00	1.39	0.18	100.00	100.00

表6 粗选六偏磷酸钠用量试验结果

六偏磷酸钠用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Cu	Co	Cu	Co
200	粗选精矿	23.54	4.21	0.61	77.62	73.42
	扫选精矿	6.62	1.68	0.11	8.71	3.73
	尾矿	69.84	0.25	0.064	13.67	22.85
	原矿	100.00	1.28	0.20	100.00	100.00
400	粗选精矿	20.18	5.47	0.67	79.41	73.53
	扫选精矿	5.66	1.65	0.10	6.72	3.08
	尾矿	74.16	0.26	0.058	13.87	23.39
	原矿	100.00	1.39	0.18	100.00	100.00
600	粗选精矿	18.32	5.53	0.73	77.66	69.05
	扫选精矿	4.97	1.85	0.11	7.05	2.83
	尾矿	76.71	0.26	0.071	15.29	28.12
	原矿	100.00	1.30	0.19	100.00	100.00
800	粗选精矿	17.26	5.58	0.79	73.96	70.51
	扫选精矿	4.86	2.17	0.10	8.10	2.51
	尾矿	77.88	0.30	0.067	17.94	26.98
	原矿	100.00	1.30	0.19	100.00	100.00

由表6可知:随着六偏磷酸钠用量增加,粗选精矿产率下降,粗选精矿铜、钴品位不断提高,铜、钴回收率先增后降;六偏磷酸钠用量400 g/t时,可获得铜品位5.47%、回收率79.41%的粗选精矿;之后继续增大六偏磷酸钠用量,精矿铜总回收率显著降低。六偏磷酸钠用量以400 g/t为宜。

2.2.3 硫化钠用量试验

磨矿细度-0.045 mm 粒级占89.48%,按照图2所示流程,进行了硫化钠用量条件试验,结果见表7。由表7可知,随着Na₂S用量增加,粗选精矿产率增加,粗选精矿品位呈下降趋势,回收率先增后降。粗选硫化钠用量200 g/t、扫选硫化钠用量100 g/t时,铜总回收率高,浮选指标相对较好。

2.2.4 捕收剂种类及用量试验

磨矿细度-0.045 mm 粒级占89.48%,按照图2流程进行捕收剂种类试验,结果见表8。由表8可知,各组合捕收剂均能获得较好的浮选指标,MAC+丁基黄药和Z200+丁基黄药两种组合捕收剂均可获得铜品位5.4%以上的粗选精矿,表明MAC和Z200选择性较好。

表7 硫化钠用量试验结果

Na ₂ S用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Cu	Co	Cu	Co
100	粗选精矿	19.25	5.24	0.68	77.73	68.92
	扫选精矿	5.03	1.68	0.120	6.51	3.18
	尾矿	75.72	0.27	0.070	15.75	27.90
	原矿	100.00	1.30	0.19	100.00	100.00
200	粗选精矿	20.18	5.47	0.67	79.41	73.53
	扫选精矿	5.66	1.65	0.10	6.72	3.08
	尾矿	74.16	0.26	0.058	13.87	23.39
	原矿	100.00	1.39	0.18	100.00	100.00
400	粗选精矿	23.27	4.39	0.62	79.08	71.76
	扫选精矿	5.13	1.64	0.13	6.50	3.31
	尾矿	71.60	0.26	0.070	14.42	24.93
	原矿	100.00	1.29	0.20	100.00	100.00

表8 捕收剂种类试验结果

捕收剂种类及用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Cu	Co	Cu	Co
MAC+丁基黄药60+120	粗选精矿	20.18	5.47	0.67	79.41	73.53
	扫选精矿	5.66	1.65	0.10	6.72	3.08
	尾矿	74.16	0.26	0.058	13.87	23.39
	原矿	100.00	1.39	0.18	100.00	100.00
Z200+丁基黄药60+120	粗选精矿	17.73	5.46	0.75	76.85	69.51
	扫选精矿	6.08	1.79	0.12	8.64	3.81
	尾矿	76.19	0.24	0.067	14.51	26.68
	原矿	100.00	1.26	0.19	100.00	100.00
Y89-3+丁基黄药60+120	粗选精矿	19.23	5.18	0.66	76.01	64.71
	扫选精矿	5.16	2.28	0.33	8.99	8.69
	尾矿	75.61	0.26	0.069	15.00	26.60
	原矿	100.00	1.31	0.20	100.00	100.00
MAC+Y89-360+120	粗选精矿	21.90	4.25	0.61	73.21	70.30
	扫选精矿	5.42	2.35	0.13	9.98	3.70
	尾矿	72.68	0.29	0.068	16.81	26.00
	原矿	100.00	1.27	0.19	100.00	100.00
MAC180	粗选精矿	20.04	4.41	0.50	70.41	53.57
	扫选精矿	5.44	3.25	0.65	14.08	18.89
	尾矿	74.52	0.26	0.070	15.51	27.54
	原矿	100.00	1.26	0.19	100.00	100.00

其他各药剂选择性和捕收能力相差不大。采用MAC+丁基黄药获得的铜总回收率达86.13%,钴回收率也很高,选取MAC+丁基黄药为该浸钴渣的组合捕收剂。

相同条件下,进行了粗选组合捕收剂MAC+丁基黄药用量(扫选用量减半)试验,结果见表9。由表9可知,随着组合捕收剂用量增加,精矿产率增加,精矿品位变化不大,铜、钴回收率增加。为了获得更高的铜、钴回收率,粗选MAC用量60 g/t、丁基黄药用量120 g/t为宜。

2.3 闭路试验

在条件试验和开路试验基础上进行了闭路试验,闭路试验流程见图3,结果见表10。

表9 组合捕收剂用量试验结果

MAC+丁基黄药 用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Cu	Co	Cu	Co
60+120	粗选精矿	20.77	5.18	0.72	80.56	73.17
	扫选精矿	5.93	1.66	0.097	7.37	2.81
	尾矿	73.30	0.22	0.067	12.07	24.02
	原矿	100.00	1.34	0.20	100.00	100.00
40+80	粗选精矿	20.24	4.97	0.71	77.50	72.51
	扫选精矿	6.37	1.82	0.095	8.93	3.05
	尾矿	73.39	0.24	0.066	13.57	24.44
	原矿	100.00	1.30	0.20	100.00	100.00
30+60	粗选精矿	20.07	4.97	0.71	76.24	71.97
	扫选精矿	6.24	1.91	0.11	9.11	3.46
	尾矿	73.70	0.26	0.066	14.65	24.57
	原矿	100.00	1.31	0.20	100.00	100.00
20+40	粗选精矿	18.73	5.42	0.74	76.43	70.78
	扫选精矿	6.44	1.84	0.11	8.92	3.62
	尾矿	74.83	0.26	0.067	14.65	25.60
	原矿	100.00	1.33	0.20	100.00	100.00

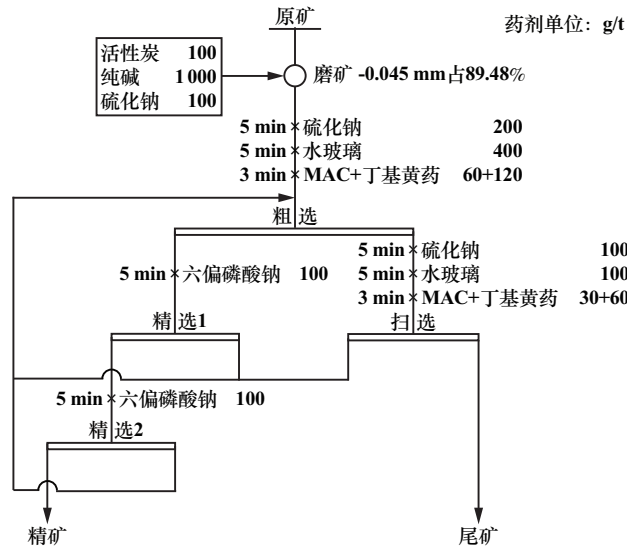


图3 闭路试验流程

表10 闭路试验结果

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		Cu	Co	Cu	Co
精矿	6.63	16.16	2.06	80.56	68.29
尾矿	93.37	0.28	0.068	19.44	31.71
原矿	100.00	1.33	0.20	100.00	100.00

闭路试验最终可获得产率6.63%、铜品位16.16%、钴品位2.06%、铜回收率80.56%、钴回收率68.29%的铜钴混合精矿,实现了浸钴渣中铜、钴资源的高效富集回收。

3 结论

某浸钴渣中有价元素为铜和钴,杂质组分主要为SiO₂、Al₂O₃、MgO、CaO、K₂O等。采用磨矿—粗—扫—二精浮选流程,闭路试验可获得产率6.63%、铜品位16.16%、钴品位2.06%、铜回收率80.56%、钴回收率68.29%的铜钴混合精矿,实现了浸钴渣中铜、钴资源的高效富集回收。

参考文献:

- [1] 程萍,余韵,刘超. 铜资源在经济发展中的安全保障建议:对铜在新能源时代的应用前景的思考[J]. 矿业研究与开发, 2018,38(5):114-119.
- [2] 王书平,冀承秀. 中国铜需求量景气指数构建与研究[J]. 世界有色金属, 2023(11):193-195.
- [3] 王京,石香江,王寿成,等. 未来中国钴资源需求预测[J]. 中国国土资源经济, 2019,32(10):28-33.
- [4] 吴海祥,吴维新,岳涛,等. 某铜冶炼渣浮选回收铜工艺试验研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(1):57-59.
- [5] 罗春华,苏晓晖,陆斌刚,等. 某堆存铜渣中回收铜金属的选矿试验研究及生产应用[J]. 矿冶工程, 2024,44(1):81-83.
- [6] 廖乾,解振朝,李淮湘,等. 某含钴氧化型铜矿选冶联合成套工艺研究[J]. 矿冶工程, 2022,42(4):86-89.
- [7] 赵凯,施帅,邹晨杰,等. 刚果(金)某铜钴矿选矿工艺试验研究[J]. 世界有色金属, 2023(16):111-113.
- [8] 易光明. 铜炉渣选矿及提取方法综述[J]. 科技创新与应用, 2015(8):61.
- [9] 崔波. 西藏某难选氧化铜矿浮选工艺研究[D]. 鞍山:辽宁科技大学, 2023.
- [10] 张立刚,欧阳崇钟,李文凤. 新型捕收剂浮选山东某伴生铜矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2022,42(2):70-72.
- [11] 罗仁昆,吴星琳,王俊娥,等. 铜渣高温浮选药剂遴选与药剂制度优化研究[J]. 矿冶工程, 2021,41(1):33-36.

引用本文: 易峦,周清波,阳华玲. 从某浸钴渣中回收铜、钴的选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(6):66-69.