

二次资源与环保

黄金冶炼渣磁化焙烧选铁试验研究^{*}

王安理, 李建政

(灵宝金源矿业股份有限公司, 河南 灵宝 472500)

摘要:针对黄金冶炼渣中铁的回收利用进行试验研究在温度 750 ℃、焙烧时间 60 min、煤用量 15% 条件下焙烧得到焙烧矿磨矿至 -0.075 mm 占 97.88%, 经三段弱磁选获得铁精矿, 产率 55.57%、铁品位 55.32%、回收率 90.09%, 实现了固废的减量化和资源化。

关键词:黄金冶炼渣; 磁化焙烧; 磁选

中图分类号: TD926.4[†] 文献标识码: B 文章编号: 1001-0076(2014)01-0049-05

DOI: 10.3969/j.issn.1001-0076.2014.01.011

Recovery of Iron from Gold Smelting Slag by Magnetic Roasting and Separation

WANG An-li, LI Jian-zheng

(Limited by Share Ltd Lingbao Jinyuan Mining, Lingbao 472500, Henan, China)

Abstract: Experimental research on iron recovery from gold smelting slag was carried out. The slag was roasted at 750℃ for 60 minutes with coal consumption 15%, and then ground to -0.075mm accounted for 97.88%. After three stage of low intensive magnetic separation, an iron concentrate with yield of 55.57%, iron grade of 55.32% and recovery rate of 90.09% was obtained, which achieved reduction and recycling of solid waste.

Key words: gold smelting slag; magnetic roasting; magnetic iron

近 30 年来,我国黄金工业发展很快,黄金产量连续 6 年居全球第一。2012 年黄金产量突破 400 吨,成为一个新的里程碑^[1]。黄金冶炼渣的处理和渣中有价金属的回收已成为黄金冶炼行业的重大难题。黄金冶炼渣系金精粉经酸化焙烧、焙砂酸浸、酸浸渣氰化浸出金银后得到的尾渣^[2]。灵宝金源公司黄金冶炼渣含铁 35.55%、金 1.25 g/t、银 16.94 g/t 等。为提高综合利用水平,减少固体废物排放量对铁的回收进行试验研究。

析结果见表 2。

表 1 化学多元素分析结果 /%

组分	TFe	FeO	S	PbO	P	CuO
含量	35.55	0.67	1.2	1.84	0.08	0.28
组分	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Au [*]	Ag [*]	
含量	32.97	3.96	1.95	1.25	16.94	

注: * 单位为 g/t。

从分析结果可知,试样可回收的主要组分是铁,金、银可考虑综合回收;铁的赋存状态较为简单,赤(褐)铁矿中的铁占 97.83%;试样属低磷富硫酸性

1 矿石性质

1.1 化学多元素分析

样品化学多元素分析结果见表 1,铁的物相分

* 收稿日期:2014-01-02;修回日期:2014-02-08

基金项目:河南省省院科技合作项目(编号:102106000012)

作者简介:王安理(1959-),男,河南灵宝人,教授,高级工程师,研究方向:资源综合利用技术研究与开发。

氧化铁矿石。

表2 铁物相分析结果 /%

物相	含量	分布率
磁铁矿中铁	0.30	0.84
赤(褐)铁矿中铁	34.66	97.50
碳酸盐中铁	痕量	—
硫化物中铁	0.02	0.06
硫酸盐中铁	0.06	0.17
硅酸盐中铁	0.51	1.43
合计	35.55	100.00

1.2 矿物组成及含量

样品为粉末状,樱桃红色,样品X射线衍射分析结果见图1,原矿矿物组成及含量见表3。

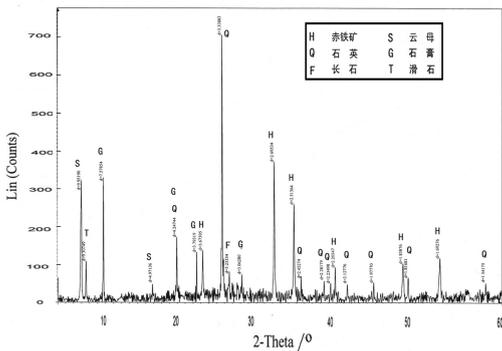


图1 X射线衍射分析图谱

表3 原矿矿物组成及含量 /%

矿物	磁铁矿	赤铁矿	褐铁矿	金属硫化物
含量	0.40	50.30	1.20	0.20
矿物	石英、长石	石膏	云母、滑石	其它
含量	30.40	7.60	9.40	0.50

由表3可知,原样中铁矿物主要为赤铁矿,偶见磁铁矿和褐铁矿;金属硫化物包括磁黄铁矿和方铅矿,但含量很低,脉石矿物以石英为主,其次是石膏、长石、黑云母、绢云母、滑石。

1.3 粒度分析

原矿粒度分析采用筛分分析法,粒度分析结果见表4。从表4可知,原矿-0.075mm 粒度占78.57%,粒度较细;-0.019mm 粒度占46.25%,金属分布率占43.85%;+0.125mm 粒度铁品位较低,占有率仅3.00%,其余各粒度铁品位均较高。

表4 粒度分析结果 /%

粒度/mm	产率		品位 TFe	回收率	
	个别	累积		个别	累积
+0.125	4.62	100.00	23.51	3.00	100.00
-0.125 +0.075	16.81	95.38	37.22	17.33	97.00
-0.075 +0.045	13.85	78.57	43.26	16.58	79.67
-0.045 +0.038	2.77	64.72	41.62	3.19	63.09
-0.038 +0.030	6.26	61.95	39.18	6.78	59.90
-0.030 +0.025	3.90	55.69	38.54	4.16	53.12
-0.025 +0.019	5.54	51.79	33.35	5.11	48.96
-0.019	46.25	46.25	34.25	43.85	43.85
合计	100.00		36.13	100.00	

2 试验结果与讨论

黄金冶炼渣中铁矿物的回收,通常采用的方法有单一磁选法、磁化焙烧磁选法、磁选-浮选法等^[3]。原矿通过强磁选抛尾、重选及磁化焙烧-磁选三种方案的试验,通过结果比较,选择磁化焙烧-磁选试验方案,详细开展了焙烧试验、焙烧渣弱磁选试验及弱磁选精矿磁选试验。

2.1 试验方案的选择

2.1.1 原矿强磁选抛尾试验

采用SHP-700型强磁选机做强磁选试验,磁场强度15000Oe,中矿水500L/h,转盘转速4r/min,目的是考查能否预先抛除合格的尾矿,减少后续作业的处理量。试验结果见表5。

表5 原矿强磁选试验结果 /%

产品名称	产率	品位 TFe	回收率
精矿	38.73	48.76	54.09
尾矿	61.27	26.16	45.91
给矿	100.00	34.91	100.00

由表5可知,强磁选尾矿品位26.16%,不能抛掉低品位尾矿。由于原矿中铁矿物以赤铁矿为主,其磁性很弱,因此,采用单一强磁选工艺回收铁不可行。

2.1.2 原矿重选试验

为了考查重选能否富集有价金属,采用XCY-73型2100×1050mm 摇床做重选试验。给矿细度-0.075mm 占91.42%,冲次160次/min,冲程14mm,坡度2.5°,试验结果见表6。

表6 原矿重选试验结果 /%

产品名称	产率	品位 TFe	回收率
精矿	16.41	49.91	22.30
中矿	24.99	37.88	25.77
尾矿	58.60	32.55	51.92
给矿	100.00	36.73	100.00

由表6可知,铁在精矿中富集明显,但回收率仅有22.30%,因此,原矿重选不可行。

2.1.3 磁化焙烧磁选试验

磁化焙烧目的是将弱磁性矿物转变成强磁性矿物^[4],焙烧矿用弱磁选机选别得到铁精粉。试验焙烧温度750℃,焙烧时间80min,煤用量10%,磁场强度1800Oe,试验结果见表7。

表7 磁化焙烧磁选试验结果 /%

产品名称	产率	品位 TFe	回收率
精矿	50.55	54.21	78.65
尾矿	49.45	15.04	21.35
给矿	100.00	34.84	100.00

由表7可知,磁化焙烧磁选精矿品位54.21%,精矿回收率78.65%。

2.1.4 小结

通过三种不同工艺试验,结果表明强磁抛尾、重选抛尾均未达到理想的指标,原料经磁化焙烧预处理弱磁选效果较好,因此,选择磁化焙烧磁选工艺进行详细试验研究。

2.2 磁化焙烧-磁选条件试验

将试样和烟煤按比例混匀后,装入不锈钢带盖盒子内,在炉温达到设定的温度后将带矿的盒子放入箱式电阻炉内,炉温达到设定温度即计时,达到设定焙烧时间即出炉水冷,将其磨至一定细度后,采用磁选管进行分选。其中,进行焙烧条件试验时,在50%的磨矿浓度下磨矿至-0.075mm占95.79%,分样后,采用磁选管进行分选(磁场强度为1800Oe)。磁化焙烧磁选工艺流程见图2。

2.2.1 焙烧温度条件试验

焙烧温度直接决定着焙烧效果的好坏,因此先进行焙烧温度试验,设定烟煤用量15%,焙烧时间80min,磁选试验结果见表8。

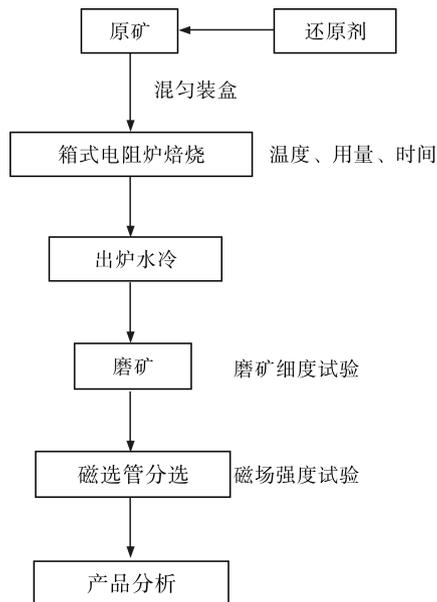


图2 磁化焙烧磁选工艺流程

表8 焙烧温度试验结果 /%

焙烧温度/℃	产品名称	产率	品位 TFe	回收率
700	精矿	29.61	54.43	48.96
	尾矿	70.39	23.87	51.04
	给矿	100.00	32.92	100.00
750	精矿	35.87	57.06	61.63
	尾矿	64.13	19.87	38.37
	给矿	100.00	33.21	100.00
800	精矿	21.70	57.18	36.91
	尾矿	78.30	27.09	63.09
	给矿	100.00	33.62	100.00
850	精矿	15.67	57.08	25.32
	尾矿	84.33	31.28	74.68
	给矿	100	35.32	100.00
900	精矿	10.10	60.21	17.25
	尾矿	89.90	32.46	82.75
	给矿	100	35.26	100.00
950	精矿	17.27	59.45	29.17
	尾矿	82.73	30.14	70.83
	给矿	100	35.20	100.00

由表8可知,随着焙烧温度的升高,精矿品位升高,温度达到750℃时,精矿品位和作业回收率相对较好,选择焙烧温度750℃。

2.2.2 烟煤用量条件试验

烟煤用量条件试验焙烧温度750℃,焙烧时间80min,试验结果见表9。

表9 煤用量条件试验结果

煤用量	产品名称	产率	品位 TFe	回收率
5%	精矿	49.36	52.66	74.28
	尾矿	50.64	17.77	25.72
	给矿	100.00	34.99	100.00
7.5%	精矿	52.47	52.87	79.29
	尾矿	47.53	15.25	20.71
	给矿	100.00	34.99	100.00
10%	精矿	52.43	53.40	80.01
	尾矿	47.57	14.70	19.99
	给矿	100.00	34.99	100.00
12.5%	精矿	54.39	53.49	83.15
	尾矿	45.61	12.93	16.85
	给矿	100.00	34.99	100.00
15%	精矿	53.16	54.38	82.63
	尾矿	46.84	12.98	17.37
	给矿	100.00	34.99	100.00
17.5%	精矿	53.43	54.23	82.80
	尾矿	46.57	12.92	17.20
	给矿	100.00	34.99	100.00

由表9可知,随着烟煤用量的增加,尾矿品位下降,精矿品位小幅度上升,当煤用量达到12.5%后,回收率基本不再增加,因此,选择烟煤用量为12.5%~15%。

表10 焙烧时间试验结果

焙烧时间/min	产品名称	产率	品位 TFe	回收率
40	精矿	45.56	56.90	76.77
	尾矿	54.44	14.41	23.23
	给矿	100.00	33.77	100.00
50	精矿	49.03	54.29	78.87
	尾矿	50.97	13.99	21.13
	给矿	100.00	33.75	100.00
60	精矿	47.91	56.37	79.34
	尾矿	52.09	13.50	20.66
	给矿	100.00	34.04	100.00
80	精矿	50.76	54.15	79.80
	尾矿	49.24	14.13	20.20
	给矿	100.00	34.44	100.00
100	精矿	49.22	54.38	78.50
	尾矿	50.78	14.44	21.50
	给矿	100.00	34.10	100.00
120	精矿	51.43	54.42	81.40
	尾矿	48.57	13.17	18.60
	给矿	100.00	34.38	100.00

2.2.3 焙烧时间试验

焙烧时间是影响到磁化焙烧效果的一个主要因素。焙烧时间试验条件为焙烧温度750℃,煤用量15%,试验结果见表10。

由表10可知,随着焙烧时间的延长,铁的回收率增加,当焙烧时间达到60min后,精矿铁品位变化不大,回收率增加幅度也不大。因此,选择焙烧时间60min。

2.2.4 磨矿细度条件弱磁选试验

磨矿采用XMB-67Φ200×240mm球磨机,磨矿浓度50%,磁选采用Φ400mm×300mm弱磁选机,磁场强度1800Oe,试验结果见表11。

表11 磨矿细度条件弱磁选试验结果

细度/ -0.075mm	产品名称	产率	品位 TFe	回收率
不磨	精矿	73.59	43.90	95.61
	尾矿	26.41	5.62	4.39
	给矿	100.00	33.79	100.00
83.40	精矿	70.23	45.99	95.75
	尾矿	29.77	4.82	4.25
	给矿	100.00	33.73	100.00
90.84	精矿	68.47	46.73	95.31
	尾矿	31.53	4.99	4.69
	给矿	100.00	33.57	100.00
95.57	精矿	66.48	48.85	95.18
	尾矿	33.52	4.91	4.82
	给矿	100.00	34.12	100.00
97.88	精矿	66.32	49.47	95.57
	尾矿	33.68	4.52	4.43
	给矿	100.00	34.33	100.00
99.51	精矿	64.75	50.35	94.66
	尾矿	35.25	5.22	5.34
	给矿	100.00	34.44	100.00

由表11可知,随着磨矿细度的增加,尾矿品位逐步下降精矿品位逐步上升,综合考虑精矿品位和回收率选择磨矿细度-0.075mm占97.88%。

2.2.6 弱磁选磁场强度条件试验

选择磨矿细度-0.075mm占97.88%,弱磁选磁场强度条件试验结果见表12。由表12可知,磁场强度900~1800Oe即可保证回收率,考虑到焙烧矿磁化指标的波动,选择1500Oe进行后续试验。

表12 弱磁选磁场强度条件试验结果 /%

磁场强度/Oe	产品名称	产率	品位 TFe	回收率
900	精矿	65.92	49.29	95.58
	尾矿	34.08	4.41	4.42
	给矿	100.00	33.99	100.00
1200	精矿	65.63	49.90	95.34
	尾矿	34.37	4.66	4.66
	给矿	100.00	34.35	100.00
1500	精矿	65.66	49.37	95.25
	尾矿	34.34	4.71	4.75
	给矿	100.00	34.03	100.00
1800	精矿	65.92	49.49	95.60
	尾矿	34.08	4.41	4.40
	给矿	100.00	34.12	100.00

表13 焙烧矿弱磁选精选试验结果 /%

试验条件	产品名称	产率	品位 TFe	回收率
方案 I :煤 10% , - 0.075mm 97.88% , 粗选 1500Oe, 精选 1500Oe	精矿	58.95	5304	91.87
	尾矿 2	6.63	11.39	2.22
	尾矿 1	34.42	5.84	5.91
	给矿	100.00	34.03	100.00
方案 II :煤 10% , - 0.075mm 97.88% , 粗选 1500Oe, 精 I 1500Oe, 精 II 1200 Oe	精矿	58.79	53.25	92.07
	尾矿 3	2.66	12.00	0.94
	尾矿 2	7.86	7.77	1.80
	尾矿 1	30.69	5.76	5.20
方案 III :煤 10% , - 0.075mm 97.88% , 粗选 1500Oe, 精 I 1200Oe, 精 II 900Oe	精矿	60.78	54.01	91.56
	尾矿 3	3.30	16.71	1.54
	尾矿 2	9.28	9.05	2.34
	尾矿 1	26.64	6.13	4.56
方案 IV :煤 15% , - 0.075mm 97.88% , 粗选 1500Oe, 精 I 1200Oe, 精 II 900Oe	精矿	55.57	5532	90.09
	尾矿 3	2.67	19.33	151
	尾矿 2	5.14	11.56	1.74
	尾矿 1	36.62	6.20	6.66
方案 V :煤 15% , - 0.075mm 97.88% , 粗选 1500Oe, 精 I 1500Oe, 精 II 900Oe	精矿	55.93	55.28	89.73
	尾矿 3	1.94	20.91	1.18
	尾矿 2	6.13	12.50	2.22
	尾矿 1	35.99	6.57	6.86
方案 VI :煤 12.5% , - 0.075mm 97.88% , 粗选 1500Oe, 精 I 1200Oe, 精 II 900Oe	精矿	61.00	54.50	93.45
	尾矿 3	2.80	12.87	1.01
	尾矿 2	6.54	7.32	1.35
	尾矿 1	29.65	5.03	4.19
	给矿	100.00	35.57	100.00

2.2.7 焙烧矿弱磁选精选试验

将焙烧矿磨至 -0.075 mm 占 97.88%, 采用 $\Phi 400 \times 300\text{ mm}$ 弱磁选机, 在焙烧温度 $750\text{ }^\circ\text{C}$ 、焙烧时间 60 min 条件下, 做了不同煤用量、不同磁场强度、不同精选段数分选试验, 试验结果见表 13。由表 13 可知, 方案 IV 效果较好, 焙烧条件为煤 15%、焙烧温度 $750\text{ }^\circ\text{C}$ 、焙烧时间 60 min; -0.075 mm 97.88%, 三段弱磁选, 粗选场强 500Oe, 精 I 场强 1 200 Oe, 精 II 场强 900 Oe。

2.3 弱磁精矿产品检查

试验 2.2.7 方案 IV 的弱磁选精矿主要化学成分分析结果见表 14。由表 14 可知, 弱磁精矿铁品位 55.32%, 可以做为精矿销售; 主要杂质是 SiO_2 含量 13.89%, 进一步提高精矿品位的潜力较大。

表14 弱磁精矿的主要化学成分 /%

组分	TFe	Pb	Zn	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	S
含量	55.32	1.64	0.19	13.89	2.30	0.027	0.22	0.66

3 结论

(1) 试样属低磷富硫酸性氧化铁矿石含铁 35.55%, 铁以赤(褐)铁矿物为主, 约占铁 97.83%。

(2) 黄金冶炼渣回收铁采用磁化还原焙烧, 弱磁选工艺流程, 原矿铁品位 34.12%, 精矿铁品位 55.32%, 精矿回收率 90.09%。

(3) 试样是固体废物, 经回收铁不但可减排固废 55% 以上, 而且使其资源化, 同时减轻了固废处理和环境保护压力。

(4) 弱磁选精矿产品 TFe 品位虽然达到有色金属选矿回收铁精矿三级品标准, 但是精矿中二氧化硅、铅的含量较高, 需要进一步做提高精矿质量方面的研究。

参考文献

- [1] 张永涛. 中国黄金工业发展现状与未来展望[J]. 黄金, 2011(6):1-4.
- [2] 南君芳, 李林波, 杨志祥. 金精矿焙烧预处理冶炼技术[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2010.
- [3] 牛福生, 张晋霞, 刘淑贤. 铁矿石选矿技术[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2012.
- [4] 邱俊, 吕宪俊, 陈平. 铁矿选矿技术[M]. 北京: 化学工业出版社, 2009.