

从含铜镜铁矿中分选镜铁矿的试验研究

孙伟,王毓华,于福顺,余胜利,谢贞付

(中南大学 资源加工与生物工程学院,湖南 长沙 410083)

摘要:某含铜镜铁矿的铜品位为0.42%,全铁品位为33.35%。有用矿物为黄铜矿和镜铁矿,脉石矿物为石英、长石、绢云母、黄铁矿等。由于部分镜铁矿与含硅脉石及黄铁矿的嵌布粒度过细(小于5 μm),细磨后仍存在大量连生体,使得含硅脉石和少量黄铁矿进入磁选精矿中,影响精矿的铁品位和硫含量。试验先采用一粗、三精、两扫的优浮工艺流程选铜,后采用一粗、再磨、一精的磁选工艺流程选铁。最终获得铜精矿品位为20.43%,回收率为91.45%;铁精矿的铁品位为58.35%,铁回收率为76.72%的良好指标。

关键词:镜铁矿;黄铜矿;优先浮选;磁选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2014.01.009

中图分类号:TD952 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2014)01-0035-05

随着国民经济的快速发展,中国对铁矿石的需求量日益猛增,加强国内铁矿石的选矿分离研究日显重要^[1]。国内某地区的镜铁矿矿石性质较为复杂,尤其是铁矿物与含硅脉石矿物之间的嵌布关系复杂,嵌布粒度过细,从而导致分选指标不理想,铁金属的损失量较大。为了有效回收矿石中的有价金属铜和铁,试验通过系统的工艺矿物学研究、选矿技术方案对比试验、工艺条件试验和全流程试验,确定了技术可行且经济合理的选矿工艺流程,从而实现铜和铁的有效分离与回收。

1 矿石性质

现场采取的试验用原矿样,经粗碎、中碎、细碎、筛分、混匀和缩分的制备流程,制得的-3mm试样,其矿物组成分析见表1,化学组成分析见表2。

表1 原矿样的矿物组成分析结果/%

Table 1 Mineral composition of the run-of-mine ore

黄铜矿	镜铁矿	黄铁矿	褐铁矿	石英
1.25	38.03	3.34	0.60	20.07
长石	绿泥石	绢云母	其他	
11.31	14.11	7.13	4.16	

表2 原矿多元素分析结果/%

Table 2 Analysis results of multi-elements of the run-of-mine ore

TFe	Fe ₂ O ₃	Cu	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
33.21	47.44	0.42	35.16	7.16	0.66
MgO	Na ₂ O	K ₂ O	P ₂ O ₅	S	
0.67	1.26	2.59	0.10	2.60	

研究表明:原矿全铁含量为33.21%,且主要以三价铁的形式存在,少量以二价铁的形式存在;铜元素的含量为0.42%,硫元素的含量为2.60%,有害磷元素的含量小于0.10%。铁矿物以镜铁矿为主,并含少量的黄铁矿,及微量的褐铁矿;铜矿物主要为黄铜矿,微量的次生矿物铜蓝;脉石矿物主要为石英、绿泥石、长石(钾长石和钠长石)和绢云母,其次为少量的方解石。原矿中镜铁矿与石英的镶嵌关系复杂,石英存在于在镜铁矿片间或解理缝内,一般为零点几微米至几十微米之间;石英颗粒中包含大量的片状、条状及脉状的镜铁矿,镜铁矿片径(脉宽)一般为几微米至几百微米。由此可见,镜铁矿与石英等脉石矿物间的复杂嵌镶关系将给镜铁矿与脉石矿物的有效分离造成极大的难度。

2 试验方案

对铜的浮选,黄药类、硫氮类、硫氨基类(Z-200)均是黄铜矿的有效捕收剂,而组合用药可大幅度的提高捕收剂的捕收性能。石灰高碱工艺则是铜硫分离应用最为广泛的工艺,而腐植酸钠的添加,在铜硫分离时可有效的减少石灰的用量^[2-3]。在镜铁矿的选别方面,通常是使用弱磁-强磁联合的流程,可以取得较为理想的分选指标^[4-6]。为了保证铜精矿的品位与回收率,试验拟采用先浮选铜后磁选铁的方案。

2.1 铜矿的浮选

对于铜的浮选,试验探索了优先浮选铜和铜硫混合浮选再分离的两种技术方案。两个方案的磨矿细度均为-0.074mm80%,其中,优先浮选工艺流程,采用水玻璃作为硅酸盐矿物的抑制剂,组合药剂石灰和腐植酸钠(CTP)作为黄铁矿的抑制剂,Z-200作为铜矿物的捕收剂,浮选流程为一粗、三精、两扫。铜硫混合浮选再分离工艺流程,采用Na₂CO₃和水玻璃作为调整剂,丁黄药为捕收剂,2[#]油为起泡剂,经一次混粗、两次混扫流程,得到铜硫混合精矿,混合精矿采用石灰和CTP组合抑制剂抑制黄铁矿,丁黄药为捕收剂,2[#]油为起泡剂,经一粗、二精、二扫流程,达到铜硫分离的目的。两个技术方案的闭路试验结果见表3。

表3 闭路试验结果

Table 3 Results of closed-circuit test

方 案	产 品 名 称	产 率 /%	品 位 /%			回 收 率 /%		
			Cu	S	TFe	Cu	S	TFe
铜 优 浮	铜精矿	1.88	20.43	27.64	28.83	91.45	19.91	1.63
	尾矿	98.12	0.037	2.13	33.24	8.54	80.09	98.37
	原矿	100.00	0.42	2.61	33.16	100.00	100.00	100.00
混 合 浮 选	铜精矿	1.85	19.98	22.55	27.63	85.96	15.86	1.54
	硫精矿	6.13	0.58	22.09	36.48	8.27	51.49	6.72
	尾矿	92.02	0.027	0.93	33.17	5.77	32.65	91.74
	原矿	100.00	0.43	2.63	33.27	100.00	100.00	100.00

由表3可知,铜优先浮选工艺,获得铜精矿的品位为20.43%,铜回收率为91.45%;铜硫混合浮选再分离方案,获得的铜精矿品位为19.98%,铜回收率为85.96%。由此可见,由于原矿中黄铁矿经捕

收剂作用后,可浮性较好,采用石灰和CTP组合抑制剂也难于获得铜硫的有效分离,因此,对铜的浮选而言,应采用优先浮选的技术方案。

将优先浮选尾矿分成4个不同的粒度,并分别进行镜铁矿的单体解离分析(见表4)。分析结果表明,浮选尾矿中镜铁矿在不同粒度中的解离情况不一样,存在两极分化的现象,大于0.074mm粒度和小于0.038mm粒度中的解离度相对较高,平均解离度可达到70%以上,因此,对优先浮铜尾矿进行磁选分离镜铁矿,有可能实现提前抛尾。

表4 优浮尾矿中镜铁矿的单体解离情况

Table 4 Liberation of specularite in prior flotation tailings

粒 级 / μm	产 率 /%	镜 铁 矿 单 体 /%	连 生 体 /%	
			与 石 英	与 长 石、绿 泥 石、绢 云 母 等
+150	2.45	81.38	8.89	9.73
-150+74	17.42	73.49	12.44	14.07
-74+38	15.89	66.60	19.85	13.55
-38	64.24	75.87	13.66	10.47

2.2 优浮尾矿脱硫

从表3可知,铜优先浮选方案尽管获得的铜精矿品位和回收率均较高,但是优先浮选尾矿中硫的含量达到了2.13%,这可能会影响后续镜铁矿磁选精矿的含硫量。为此,针对优浮尾矿,试验考察了浮选脱硫和磁选脱硫(硅)的试验。浮选法脱硫采用CuSO₄作为黄铁矿的活化剂,丁基黄药作为捕收剂,2[#]油作为起泡剂,试验结果见表5。

表5 浮选脱硫试验结果

Table 5 Test results of desulfurization with flotation method

产 品 名 称	产 率 /%	品 位 /%		回 收 率 /%	
		S	TFe	S	TFe
硫精矿	9.04	16.59	39.11	65.21	10.17
尾矿	90.96	0.88	34.35	34.79	89.83
优浮尾	100.00	2.30	34.78	100.00	100.00

将优浮尾矿不经浮选脱硫,直接进行一次磁粗选,不但可以提高铁品位,而且还可脱掉非磁性的硫(硅),在给矿浓度为30%时,使用ZH560组合式磁选机(上盘磁场强度为146kA/m;中盘磁场强度为

817kA/m;下盘磁场强度为 1,205kA/m)进行一次磁粗选抛尾,试验结果见表 6。

表 6 磁选脱硫试验结果

Table 6 Test results of desulfurization with magnetic

产品名称	产率/%	method			
		品位/%		回收率/%	
		S	TFe	S	TFe
磁精矿	67.45	1.12	47.05	32.43	94.41
尾矿	32.55	4.43	5.28	67.57	5.59
优浮尾	100.00	2.27	32.62	100.00	100.00

对比表 5 和表 6 中的试验结果表明,优浮尾矿进行一次磁粗选,不但可以去除大量的含硅脉石矿物,提高粗精矿铁品位(说明浮选尾矿在 80% - 0.074mm 细度下,可实现磁选提前抛尾,见表 4),而且其脱硫效果与浮选法脱硫基本相当。因此,磁选可以起到脱硫的作用,没有必要再对尾矿再进行单独的浮选脱硫。

2.3 镜铁矿的分选

采用 ZH560 组合式磁选机,磁选流程见图 1。通过条件试验,确定合适的分选条件为:给矿浓度为 30%,冲洗水压为 0.15MPa,上盘磁场强度为 146kA/m;中盘磁场强度为 817kA/m;下盘磁场强度为 1,205kA/m。试验结果见表 7。

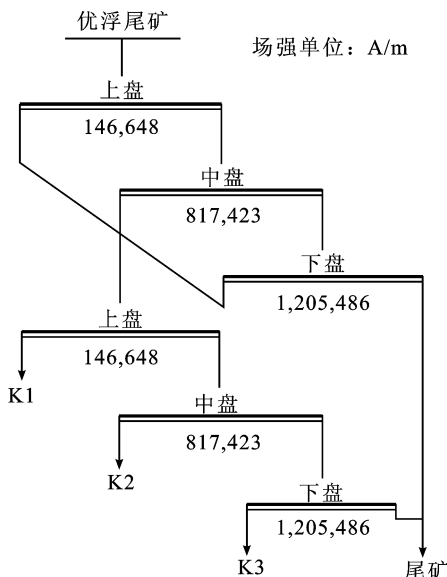


图 1 从优浮尾矿中磁选分离镜铁矿的流程

Fig. 1 Magnetic separation flowsheet of specularite from prior flotation tailings

表 7 磁选试验结果

Table 7 Test results of magnetic separation /%

产品名称	产率/%	品位/%		铁回收率/%
		S	Fe	
K1	13.48	0.57	59.94	24.77
K2	34.16	0.49	55.68	58.31
K3	7.09	1.01	37.61	8.17
X	45.27	4.31	6.30	8.75
优浮尾	100.00	2.27	32.83	100.00

表 7 的试验结果表明,铜优浮尾矿通过一次磁粗选、一次磁精选流程,最终获得镜铁矿精矿的铁品位(K1+K2)为 56.89%,铁作业回收率(K1+K2)为 83.80%,硫的品位为 0.51%。镜铁矿精矿的铁品位仍然低于 60%,且硫的品位大于 0.5%,参考表 3 中的分析结果,认为影响镜铁矿精矿品位和硫含量的原因,可能是部分镜铁矿与含硅脉石矿物及黄铁矿之间存在连生关系,从而导致含硅脉石和少量黄铁矿进入磁选精矿中。

2.4 磁精矿再磨再选

对一次磁粗选的精矿,分别再磨至 -0.038mm 82% (条件 A) 和 -0.038mm 100% (条件 B) 后,再进行磁精选,试验流程及条件见图 2,试验结果见表 8。

表 8 粗精矿再磨再选试验结果

Table 8 Results of regrinding and magnetic separation for concentrate

条件	产品名称	产率/%	品位/%		铁回收率/%
			S	Fe	
A	K1	13.17	0.56	61.09	24.14
	K2	33.85	0.53	56.17	57.05
	K3	7.38	1.02	40.50	8.97
	X	45.61	4.46	7.19	9.84
	优浮尾	100.00	2.36	33.33	100.00
B	K1	11.62	0.50	62.66	22.50
	K2	31.53	0.43	56.76	55.30
	K3	7.29	1.06	45.31	10.21
	X	49.57	4.11	7.83	11.99
	优浮尾	100.00	2.31	32.36	100.00

表 8 中的试验结果表明,对磁选粗精矿再磨后,可以使磁精选的精矿品位增加。其中,条件 A 获得的精矿综合铁品位(K1+K2)为 57.55%,作业回收

率为 81.19%，总回收率为 80.05%；条件 B 获得的铁精矿综合铁品位 (K1+K2) 为 58.35%，作业回收率为 77.80%，总回收率为 76.72%。说明随着再磨细度的增加，镜铁矿的单体解离度增大，磁选的分选效率略有提高，但硫的品位仍未降低。试验结果表明，尽管粗精矿再磨细度达到 100% -0.038mm，得到的镜铁矿精矿的铁品位仍低于 60% (K1+K2)，为此，对条件 B 所获得的精矿进行了镜铁矿的单体解离分析，结果见表 9。

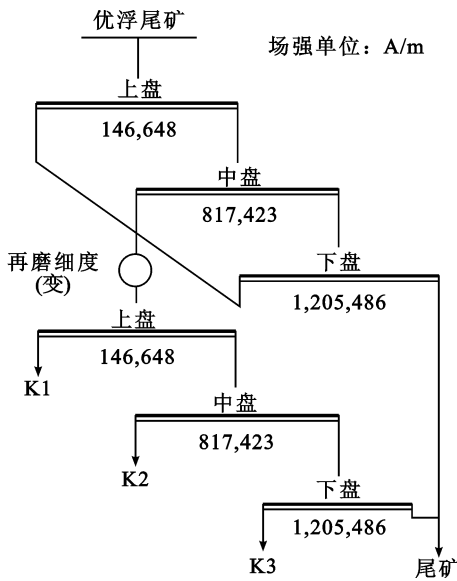


图 2 磁粗选精矿再磨再选试验流程

Fig. 2 Flowsheet of regrinding and magnetic separation for concentrate

表 9 磁选产品中镜铁矿的单体解离情况

Table 9 Liberation of specularite in magnetic separation concentrate

产品 名称	镜铁矿 单体/%	连生体		
		与石英 /%	与长石、 绿泥石、 绢云母等/ %	镜铁矿单 体的粒径 范围/ μm
K1	68.97	18.55	12.48	5 ~ 50
K2	67.08	18.87	14.05	5 ~ 40
K3	66.73	18.48	14.79	2 ~ 30
尾矿	85.26	9.48	5.26	2 ~ 20

表 9 结果表明，尽管再磨细度达到了 -0.038mm 100%，但 K1、K2 和 K3 产品中镜铁矿的单体解离度均不高 (低于 70%)，说明，精矿中仍存在大量粒度小于 0.038mm 的连生体，可见镜铁矿与脉石矿物间

的极细粒连生体是导致铁精矿品位难于提高的主要原因。此外，粗精矿中部分已单体解离的镜铁矿，由于过磨导致磁选的捕收效率降低而损失在尾矿中，主要为 2 ~ 20 μm 的单体镜铁矿，导致铁回收率显著降低及尾矿中镜铁矿单体解离度高于精矿。

2.5 闭路试验

在开路试验的基础上，最终采用一粗、三精、两扫的优先浮铜的流程，一粗、再磨、一精的磁选流程进行闭路试验，试验结果见表 10。

表 10 闭路试验结果

Table 10 Results of closed-circuit test

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		Cu	Fe	Cu	Fe
铜精矿	1.88	20.43	28.83	91.45	1.65
铁精矿	43.37	0.025	58.35	2.58	77.12
铁中矿	7.15	0.046	45.31	0.78	9.87
尾矿	47.6	0.052	7.83	5.91	11.36
原矿	100.00	0.42	32.82	100.00	100.00

3 结 论

(1) 工艺矿物学研究表明，原矿中镜铁矿与石英的镶嵌关系复杂，石英存在于在镜铁矿片间或解理缝内，一般为零点几微米至几十微米之间；石英颗粒中包含有大量的片状、条状及脉状的镜铁矿，镜铁矿片径 (脉宽) 一般为几微米至几百微米，这给镜铁矿与石英的分选带来了不利影响。

(2) 采用先浮选铜后磁选铁的流程，浮选采用的是一粗、三精、两扫的优先浮铜的流程，磁选采用的是一粗、再磨、一精的流程。最终获得的铜精矿品位为 20.43%，铜回收率为 91.45%；铁精矿的品位为 58.35%，铁回收率为 76.72%。

(3) 由于部分镜铁矿与含硅脉石矿物及黄铁矿之间存在连生关系，导致含硅脉石和少量黄铁矿进入磁选精矿中，因此，铁精矿产品中镜铁矿的解离度仅为 67%。细粒连生体的存在，是影响镜铁矿精矿品位和硫含量的主要原因。

参考文献：

[1] 张久铭, 王贵成, 何亚丽. 我国铁矿资源的秉赋特征与可持续开发利用研究[J], 中国矿业, 2007(7): 36-39.

- [2]李宗站,刘家弟,王振玉,等. 国内铜硫浮选分离研究现状[J],金属矿山,2010(7):67-70.
- [3]I·D·桑托斯. 在铁矿石反浮选中应用腐植酸作为赤铁矿的抑制剂[J],国外金属矿选矿,2008(1):13-16.
- [4]曹卫国. 新疆某镜铁矿选矿试验研究[J],矿冶工程,2001(1):39-42.
- [5]郭秀平,全文欣,张志强. 某共生镜铁矿的反浮选试验研究[J],金属矿山,2004(2):32-34.
- [6]王伟之,王湃,杨春光. 某低品位镜铁矿强磁-阴离子反浮选试验研究[J],矿业工程,2012(6):58-60.

Experimental Research on the Separation of Specularite from a Specularite-copper Ore

Sun Wei, Wang Yuhua, Yu Fushun, Yu Shengli, Xie Zhenfu

(School of minerals Processing and Bioengineering Central South University, Changsha, Hunan, China)

Abstract: The run-of-mine ore of specularite-copper contains copper 0.42% and iron 33.35%, among which the valuable minerals are chalcopyrite and specularite and the gangue minerals mainly consist of quartz, feldspar, mica and pyrite. As the disseminated relationship among specularite and silicates and pyrite gangue minerals are very complex, and the dissemination size of gangue minerals in specularite is less than 5 μm . There is still a lot of intergrowth in the fine grinding products, which makes the siliceous gangue and pyrite enter the magnetic concentrate, resulting in the reduction of iron grade and the increases the sulfur content in concentrate. When the process of prior flotation with one roughing, three cleanings and two scavengings was used to recover copper from ore firstly, then a magnetic separation process with one roughing, regrinding and one cleaning was used to recover specularite from flotation tailings, a copper concentrate with the copper grade of 20.43% and the copper recovery of 91.45% and a specularite concentrate with the iron grade of 58.35% and the iron recovery of 76.72% were obtained.

Keywords: Specularite; Chalcopyrite; Prior flotation; Magnetic separation

(上接 27 页)

Experimental Research on Recovering Fluorite from the Scheelite by Low Temperature

Zhu Yimin¹, Chen Wensheng², Zhang Xiaofeng¹, Jiao Kecheng¹, Zhou Jing¹

(1. Hunan Research Institute for Nonferrous Metals, Changsha, Hunan, China;

2. Hunan Nonferrous Chenzhou Fluoride Chemical Co., Ltd., Chenzhou, Hunan, China)

Abstract: The experimental research on recovering fluorite from the scheelite by low temperature was carried on. At the temperature of 12°C, the indexes as follows were obtained. The fluorite flotation feeding ore contains 24.53% of CaF_2 , the content of CaCO_3 was 6.25% and the fluorite concentrate with the CaF_2 content of 95.12%, the recovery of 58.07% and the CaCO_3 content of 0.44% was got. When the fluorite flotation feeding ore contains 22.34% of CaF_2 , the fluorite concentrate with the CaF_2 content of 93.70%, the recovery of 38.10% and the CaCO_3 content of 1.40% was obtained in the industrial test.

Keywords: Scheelite flotation tailings; Fluorite; ZYM collector; Low-temperature 12°C