

云南某铜铁多金属矿初步可选性研究

李玺, 曾茂青, 王德英, 孙玉秀, 王世涛
(国土资源部昆明矿产资源监督检测中心, 云南 昆明 650218)

摘要:云南省某地二叠纪细碧岩中产出的铜铁矿铜矿物以孔雀石和硅孔雀石等氧化铜为主, 铁矿物以细粒磁铁矿和磁赤铁矿等强磁性矿物为主。通过对该矿中的铜矿物采用优先浮选和混合浮选工艺进行对比, 确定对铜矿物采用混合浮选工艺回收, 并对浮选尾矿中的强磁性矿物采用阶段磨矿阶段弱磁选的工艺流程。原矿经浮选-弱磁选联合工艺选别后, 开路流程可获得铜精矿产率 6.47%、品位 32.24%、回收率 67.51%, 总铜中矿回收率 22.2% 和铁精矿产率 39.11%、品位 65.43%、回收率 66.80%, 总铁中矿回收率 13.39% 的技术指标。

关键词:氧化铜矿; 细粒磁铁矿; 混合浮选; 阶段磨矿阶段弱磁选

中图分类号:TD952 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2012)01-0014-04

受某矿业公司的委托, 对云南省某地二叠纪细碧岩中产出的高氧化率铜铁矿进行可选性试验研究, 在确定了铜矿物的捕收剂后, 经过优先浮选和混合浮选工艺对比试验, 确定对该矿中的铜矿物采用混合浮选法进行回收, 对浮选尾矿中的强磁性铁矿物, 经不磨和再磨的对比, 确定对该矿中的铁矿物采用再磨再选工艺。原矿经“浮选-弱磁选”联合工艺选别后, 铜矿物和铁矿物都得到较好的回收, 为下

一步进行深入详细的选矿试验研究, 以及选厂设计和矿山开发提供了依据。

1 矿石性质

1.1 化学成份

原矿多元素分析结果见表 1, 铜、铁物相分析结果分别见表 2、表 3。

由表 1 可以看出, 原矿中铜、铁都有回收利用价

表 1 原矿多元素分析结果/%

Cu	TFe	Pb	Zn	As	S	P	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	SiO ₂
3.09	38.31	0.057	0.047	0.003	0.35	0.09	0.65	10.74	6.60	0.15	0.02	14.72

表 2 原矿中铜物相分析结果

物相	原生硫化铜	次生硫化铜	结合氧化铜	自由氧化铜	总铜
含量/%	0.18	0.47	0.27	2.11	3.03
占有率/%	5.94	15.51	8.91	69.64	100.00

表 3 原矿中铁物相分析结果

物相	磁性铁	赤(褐)铁矿	黄铁矿	菱铁矿	其他铁	全铁
含量/%	29.71	0.71	3.04	2.80	1.36	37.62
占有率/%	78.97	1.89	8.08	7.44	3.62	100.00

由表 2 可以看出, 原矿中氧化铜矿占有率为 78.55%, 因此, 该铜矿为氧化型铜矿。

1.2 铜铁矿物的赋存状态

原矿中的铜, 主要以独立矿物的形式赋存在孔雀石、黄铜矿、斑铜矿、铜蓝、蓝铜矿、硫砷铜矿及自然铜中, 另有少量铜以结合氧化铜的形式赋存在脉石矿物中, 这部分铜是目前选矿工艺难以选别的铜。

原矿中的铁主要以细粒级独立矿物的形式赋存在磁赤铁矿、磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿、黄铁矿中, 其中以细粒级磁赤铁矿和磁铁矿为主, 赤铁矿及其他少量; 另外还有部分铁以类质同像的形式赋存在透辉石、绿泥石、透闪石及石榴石中。

值、硫、磷和砷含量均较低, 对提高产品质量有利。此外, 原矿中 MgO、CaO 含量较高, 酸浸时耗酸量大, 铜矿物的回收不宜采用酸浸流程。

收稿日期: 2011-04-08; 改回日期: 2011-05-06

作者简介: 李玺(1974-), 男, 高级工程师, 主要从事矿物加工技术研究。

2 选矿工艺试验研究

2.1 选铜工艺试验

2.2.1 流程探索对比试验

氧化铜的浮选常用硫化、活化后捕收,活化剂常采用硫酸铵、乙二铵磷酸盐或 D₂,捕收剂常采用丁黄药、氧肟酸钠、复合捕收剂等。

原矿中铜以氧化铜矿物为主,次为硫化铜矿物。铜矿的浮选可采用优先浮选和混合浮选两种方案。在预先试验、确定了适宜的药剂制度基础上,进行了该两种流程的探索对比试验,对比结果见表4。

表4 两种探索性浮选流程对比结果

浮选工艺	产率/%	品位/%	回收率/%
优先浮选	10.64	20.42	70.31
混合浮选	11.50	19.68	73.24

由表4的对比结果可以看出,混合浮选和优先浮选所获得的铜精矿品位相近,但前者铜回收率比后者约高3%,且还具有工艺流程简单、生产上易于操作和管理等的优点。因此,混合浮选是该矿选铜的合理工艺流程。

2.1.2 磨矿细度条件试验

磨矿细度试验流程见图1,试验结果见表5。

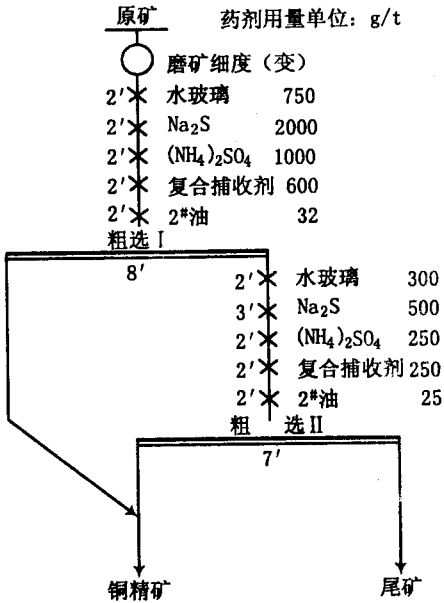


图1 磨矿细度条件试验工艺流程

从表5可知,随着磨矿细度的提高,铜精矿品位下降,回收率先是提高后又下降。综合铜精矿品位

表5 磨矿细度条件试验结果

磨矿细度 -200目/%	产品名称	产率 /%	铜品位 /%	铜回收率 /%
70	铜精矿	11.50	19.68	70.95
	尾矿	88.50	1.05	29.05
	原矿	100.00	3.19	100.00
80	铜精矿	15.57	16.01	77.66
	尾矿	84.43	0.85	22.34
	原矿	100.00	3.21	100.00
95	铜精矿	14.99	16.30	76.36
	尾矿	85.01	0.89	23.64
	原矿	100.00	3.20	100.00

和回收率来看,较佳的磨矿细度为-200目80%。

2.1.3 开路浮选试验

在探索性试验、磨矿细度条件优化的基础上,进行了开路浮选流程选铜试验。工艺流程见图2,试验结果见表6。

原矿经“三粗-两扫-两精”的开路浮选工艺

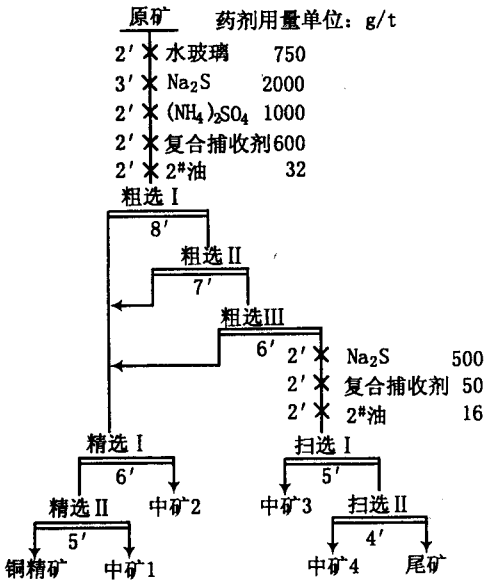


图2 开路工艺流程

表6 开路工艺流程试验结果

产品名称	产率/%	铜品位/%	铜回收率/%
铜精矿	6.47	32.24	67.51
中矿1	2.31	8.65	6.47
中矿2	3.54	6.19	7.09
中矿3	1.64	11.05	5.87
中矿4	1.08	7.93	2.77
尾矿	84.96	0.38	10.29
原矿	100.00	3.09	100.00

流程选别后,可获得铜精矿产率 6.47%、品位 32.24%、回收率 67.51%;总中矿回收率 22.2%;尾矿铜品位 0.38% 的技术经济指标。如果将铜精矿和总中矿合并,则铜的总回收率为 89.71%,此时,铜的品位为 18.4%,浮选效果较好。

2.2 选铁工艺试验

原矿经混合浮选工艺选铜后,浮选尾矿中含有磁铁矿和磁赤铁矿有用铁矿物,它们属强磁性矿物,采用弱磁选工艺就可以综合回收。此外,铁矿常采用粗磨抛尾、粗精矿再磨再选的磁选工艺流程,这样有利于大幅度降低磨矿成本,且易于产业化。

2.2.1 粗选磁场强度条件试验

开路浮选尾矿进行弱磁选铁试验,本试验考查了粗选磁场强度分别为 72kA/m、96kA/m、120kA/m 和 144kA/m,对选铁效果的影响。粗选磁场强度条件试验工艺流程见图 3,试验结果见表 7。

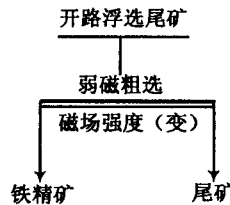


图 3 弱磁粗选磁场强度条件试验流程

表 7 粗选磁场强度条件试验结果

粗选磁场强度 /kA·m ⁻¹	产品 名称	作业产率 /%	品位 /%	作业回收率 /%
72	铁精矿	45.06	61.33	70.12
96	铁精矿	48.43	60.55	74.41
120	铁精矿	51.03	59.43	76.95
144	铁精矿	55.38	54.78	76.98

由表 7 可见,随着粗选磁场强度的提高,铁精矿品位随着下降,回收率则不断提高,综合铁精矿品位和回收率来看,较佳的粗选磁场强度为 120kA/m。

2.2.2 粗精矿再磨与不再磨对比试验

浮选尾矿经弱磁粗选选铁后,约抛掉了 50% 的尾矿,大幅度降低了再磨矿量。本试验进行了粗精矿直接精选和再磨至 -200 目 95% 后再精选的对比试验,工艺流程见图 4,试验结果见表 8。

从表 8 可见,铁粗精矿经再磨至 -200 目 95% 后再精选,铁品位大幅度提高,而回收率仅稍微下降,这是由于原矿中铁矿物嵌布粒度细小的缘故。

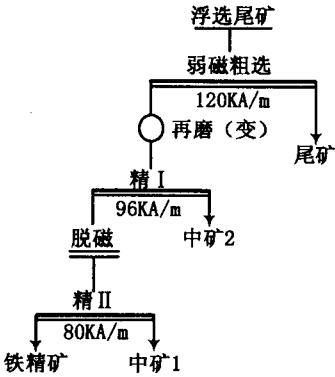


图 4 粗精矿再磨与不再磨的对比试验流程

表 8 粗精矿再磨与不再磨对比试验结果

再磨细度 -200 目/%	产品 名称	产率/% 对作业	产率/% 对原矿	铁品位 /%	铁回收率/% 对作业	铁回收率/% 对原矿
不再磨	铁精矿	51.03	43.37	59.43	76.95	67.34
	中矿 1	5.06	4.30	55.03	7.05	6.17
	中矿 2	12.19	10.35	26.70	8.55	7.22
	尾 矿	31.72	26.96	13.06	7.45	6.52
	给 矿	100.00	84.98	40.96	100.00	90.83
95	铁精矿	45.42	38.59	66.58	72.55	67.07
	中矿 1	7.26	6.17	54.31	9.46	8.75
	中矿 2	10.60	9.00	25.48	6.48	5.98
	尾 矿	36.72	31.20	13.06	11.51	10.64
	给 矿	100.00	84.96	41.68	100.00	92.44

因此,宜采用阶磨阶选流程选铁。

2.3 选铜铁全流程试验

综合混合浮选、弱磁选的试验结果,对该铜铁多金属矿采用“浮选-弱磁选”联合工艺较为适宜,工艺流程见图 5,试验结果见表 9。

原矿经采用浮选-弱磁选联合工艺选别后,开

表 9 浮选-弱磁选联合工艺流程试验结果

产品 名称	产率 /%	品位/%		回收率/%	
		Cu	Fe	Cu	Fe
铜精矿	6.47	32.24	13.00	67.51	—
铁精矿	39.11	0.23	65.43	2.91	66.80
铜中矿 1	2.31	8.65	—	6.47	—
铜中矿 2	3.54	6.19	—	7.09	—
铜中矿 3	1.64	11.05	—	5.87	—
铜中矿 4	1.08	7.93	—	2.77	—
铜中矿 5	4.30	—	55.03	—	6.17
铜中矿 6	10.35	—	26.7	—	7.22
尾 矿	31.20	0.38	13.06	8.38	10.64
原 矿	100.00	3.09	38.31	100.00	100.00

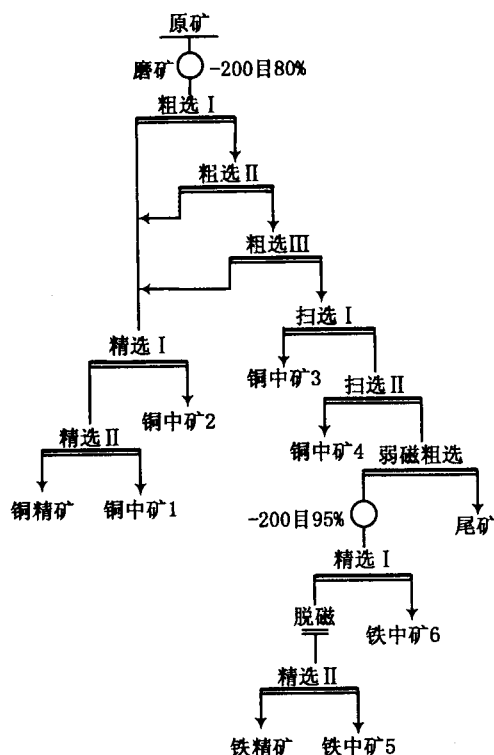


图5 浮选—弱磁选联合工艺流程

路流程可获得铜精矿产率 6.47%、品位 32.24%、回收率 67.51%；总铜中矿回收率 22.2%。铁精矿产率 39.11%、品位 65.43%、回收率 66.80%；总铁中矿回收率 13.39% 的技术经济指标。铜的回收效果较好，铁的回收效果一般。

4 结 语

1. 矿石中铜矿物以氧化铜矿为主，硫化铜矿次之，其中氧化铜矿物以孔雀石为主，蓝铜矿少量；硫化铜矿以黄铜矿为主，斑铜矿次之，辉铜矿和铜蓝少量。铁矿物以磁铁矿、磁赤铁矿为主，赤铁矿和褐铁矿少量。主要的脉石矿物为蛇纹石、方解石、石榴石、石英和绿泥石等。

2. 原矿铁品位 38.31%、铜 3.09%，铜氧化率 80%；铜、铁是选矿回收的目的元素。

3. 根据该铜铁多金属矿的矿石性质，确定混合浮选是选铜的较佳工艺流程，阶段磨矿阶段弱磁选是选铁的适宜工艺流程。

4. 原矿经采用“浮选—弱磁选”联合工艺选别后，开路流程可获得铜精矿产率 6.47%、品位 32.24%、回收率 67.51%；总铜中矿回收率 22.2%。铁精矿产率 39.11%、品位 65.43%、回收率 66.80%；总铁中矿回收率 13.39% 的技术经济指标。铜的选别指标较好，铁回收率不高的主要原因是原矿中的铁矿物嵌布粒度较细。

参考文献：

- [1] 罗良烽, 文书明. 氧化铜选矿的研究现状及存在问题探讨[J]. 矿业快报, 2007(8): 26-28.
- [2] 张文彬. 氧化铜矿浮选研究与实践[M]. 长沙: 中南大学出版社, 1992.
- [3] 龚明光. 泡沫浮选[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2007.
- [4] 胡熙庚, 等. 浮选理论与实践[M]. 长沙: 中南大学出版社, 1991.
- [5] 张如仙, 金继祥. 关于难选氧化铜矿硫化浮选法[A]. 浮选理论与实践学术会议论文集[C]. 北京, 1998. 66-70.

Preliminary Research on Separability of a Copper-iron Polymetallic Ore in Yunnan

LI Xi, ZENG Mao-qing, WANG De-ying, SUN Yu-xiu, WANG Shi-tao
(The Ministry of Land and Resources kunming Mineral Resources
Surveillance Testing Centre, Kunming, Yunnan, China)

Abstract: In the certain copper-iron ore produced from the Permian spilite in Yunnan province, the copper minerals mainly exists in the form of copper oxide such as malachite and chrysocolla and the iron minerals mainly in the form of high-intensity magnetic minerals such as fine particle magnetite and maghemite. Through the comparison of selective flotation and bulk flotation, at last, the technology of bulk flotation was adopted to recycle the copper minerals. For the flotation tailings the technology of stage grinding and stage low-intensity magnetic separation was adopted. Through the combined technology of flotation-low-intensity magnetic separation, the iron concentrate can be obtained with the yield of 6.47%, the grade of 32.24% and the recovery of 67.51% and the recovery of the copper middlings as 22.2%. For the iron concentrate the yield is 39.11%, the grade is 65.43%, the recovery is 66.80% and the recovery of the iron middlings is 13.39%.

Key words: Copper oxide ore; Fine particle magnetite; Bulk flotation; Stage grinding and stage low-intensity magnetic separation