

低品位铁钴矿综合回收试验研究

张俊辉, 张渊, 杨永涛

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 四川 成都 610041)

摘要:通过探索试验研究,确定采用浮选-磁选-阶段磨矿阶段选别联合工艺选别该矿石。研究结果表明,采用该工艺可以获得Co含量0.36%、Co回收率63.50%,S含量46.59%,S回收率91.65%的硫钴精矿,TFe含量62.99%,回收率67.70%的铁精矿。

关键词:浮选;阶段磨矿阶段选别;回收率;硫钴精矿

中图分类号:TD951 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2012)01-0010-05

钴是一种非常紧缺稀有金属,广泛用于航天、军工、医疗等领域。钴大部分以伴生元素产出,一般不单独划分钴矿石类型^[1]。该铁钴矿是一座未开发的含钴矿床,试验矿样采用钴探手段采取,所采矿样全是岩芯,分低品位和高品位两个点,按照要求对其分别破碎后再进行配矿。由于原矿中含铜、铅、锌、镍等有用矿物的品位非常低,故在浮选部分只产出硫钴精矿。浮选的尾矿经磁选可得到合格的铁精

矿。

1 矿石性质

1.1 试验矿样化学多元素分析

试验矿样化学多元素分析结果见表1。

1.2 试验矿物相分析

试验矿样铁、钴物相分析结果分别见表2、3。

从表2可以看出,铁除在磁铁矿和黄铁矿中赋

表1 原矿化学多元素分析结果/%

TFe	Co	S	Cu	Pb	Zn	Ni	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	Au*	Ag*
19.29	0.011	0.94	0.0026	0.0029	0.010	0.0090	44.01	14.28	3.56	5.33	0.094	0.06	3.00

* 单位为 g/t。

表2 铁物相分析结果

相别	硫化矿中 TFe	磁性铁中 TFe	非磁性铁中 TFe	合计
含量/%	1.06	13.78	4.45	19.29
占有率/%	5.50	71.44	23.06	100.00

表3 钴物相分析结果

相别	硫化矿	氧化钴	合计
含量/%	0.0070	0.0027	0.0097
占有率/%	72.16	27.84	100.00

存外,在脉石矿物中也有一定的含量。且矿样中磁性铁所占的比例只有71.44%。从表3可知,钴绝

大部分分布在硫化物中。

1.3 矿石的结构和构造

矿石结构主要以自形-半自形-它形晶粒结构、包含结构、不等粒结构、交代结构、碎裂结构为主;矿石构造主要以浸染状构造、脉状构造、网脉状构造、斑杂状构造为主。

1.4 矿石的矿物组成

矿石中铁矿物主要是磁铁矿,其次为黄铁矿和微量赤、褐铁矿,硫的独立矿物为黄铁矿;脉石矿物主要为石英、斜长石、绿泥石、方解石还有少量的阳起石、绿帘石、黑云母、电气石、榍石等。

收稿日期:2011-04-22; 改回日期:2011-07-22

作者简介:张俊辉(1978-),男,工程师,硕士研究生,主要从事矿物加工及管理工作。

1.5 主要矿物的嵌布粒度特性

矿物工艺粒度结果表明,黄铁矿+0.074mm的含量为4.79%,而较细粒级-40 μm 的含量在80%以上,-20 μm 含量达到57.08%,说明磁铁矿大部分呈微细粒级分布;黄铁矿在较粗粒级+0.20mm的含量较高,为49.06%;+0.074mm含量为80.61%,细粒级分布较少。脉石矿物+0.074mm的含量占主要部分,可以阶段磨矿提前抛掉一部分脉石。选矿工艺以先浮选硫化物后再阶段磨矿阶段选别磁铁矿为佳。

1.6 主要金属矿物的矿物特征

磁铁矿:在矿石中磁铁矿通常呈稠密浸染状、稀疏浸染状、较为独立的团粒状分布在脉石矿物中,磁铁矿在本样品中呈半自形-它形晶粒分布。粒级普遍微细,多在-0.074mm粒级,属于微细粒级磁铁矿。有部分磁铁矿作为包体分布在脉石和黄铁矿中,在脉石中的这部分磁铁矿包体将随尾矿抛掉,会影响铁的回收率。有些磁铁矿颗粒被赤铁矿交代,赤铁矿呈它形粒状和条状片晶分布在磁铁矿中。

黄铁矿:黄铁矿呈自形、半自形粒状、它形粒状、星点状分布在脉石中,很多自形晶中包裹有脉石和磁铁矿,部分黄铁矿因包裹有磁铁矿而带有强磁性,黄铁矿总的来说粒度较粗,一般为0.1~1mm。71.44%的钴分布在黄铁矿中,经单矿物分析,钴在黄铁矿中的含量为0.497%,经扫描电镜测试,钴呈类质同象存在。

2 试验方案的拟订和试验方法

目前浮选仍然是钴矿选矿最主要的方法。钴以类质同象赋存于黄铁矿、磁黄铁矿等矿物中,一般采用浮选载体矿物来回收钴,而不是直接获得钴精矿;如果含钴矿物为辉钴矿、硫钴矿等可浮性较好的矿物,采用浮选方法回收获得钴精矿较为经济有效。从钴矿石和含钴矿石中分离出钴矿物,大都采用浮选方法^[2]。根据矿石性质,本研究采用浮选方法来回收该矿石中的钴矿物,弱磁选回收铁矿物。

试验使用XMQ-240X90锥形球磨机磨机,XFD系列单槽和XFG II 50系列挂槽浮选机浮选;试验用水为自来水,试验试剂除捕收剂、起泡剂为工业级外其他均为分析纯;按实验室制备试验矿样的标准程序将试样碎至-3mm后,混匀缩分装袋后置于干燥箱中保存,以避免氧化。

3 选矿试验

3.1 钴的选矿试验研究

经扫描电镜测试,钴呈类质同象赋存于黄铁矿中,因此采用浮选载体矿物黄铁矿来回收该矿石中的钴矿物。

该矿石钴的浮选试验研究进行了翔实的磨矿细度、调整剂种类及用量、捕收剂种类及用量等方面的试验研究,确定较佳的药剂制度进行浮选闭路试验。其闭路试验流程见图1,试验结果见表4。

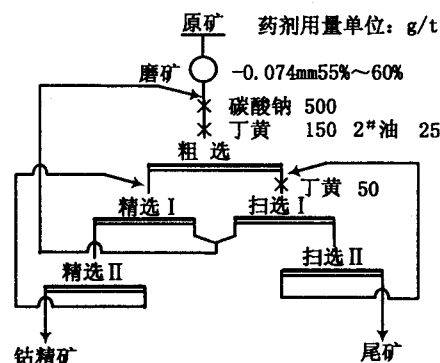


图1 钴浮选闭路试验流程

表4 钴浮选闭路试验结果

产品名称	产率/%	品位/% Co	品位/% S	回收率/% Co	回收率/% S
硫钴精矿	1.85	0.36	46.59	63.50	91.65
尾矿	98.15	0.0039	0.08	36.50	8.35
原矿	100.00	0.011	0.94	100.00	100.00

由表4可知,采用图1工艺流程和药剂制度,可获得Co含量0.36%、Co回收率63.50%,S含量46.59%,S回收率91.65%的硫钴精矿。

3.2 选铁试验研究

从磁铁矿的嵌布粒度特性可知,较细粒级-40 μm 粒级的含量在80%以上,-20 μm 含量达到57.08%,表明该矿石磁性铁矿物的嵌布粒度特细,要想获得高质量的铁精矿,且工业实践可行,选铁应通过阶段磨矿阶段选别工艺来实现。

3.2.1 一段选铁磁场强度试验

选钴的尾矿作为一段选铁给矿进行磁场强度试验,试验结果见图2。

从图2可以看出,随着磁场强度的降低,一段铁精矿的品位有所提高,但是增加幅度并不明显,而回收率大幅度降低。综合考虑,选择95.54kA/m作为

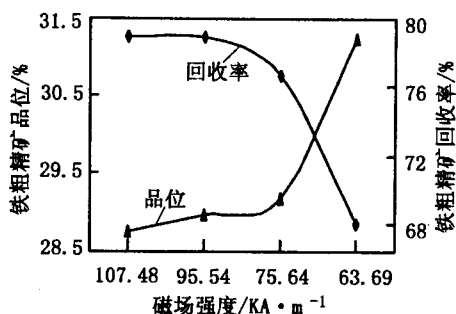


图2 选铁一段磁场强度试验结果

一段选铁磁场强度较为合适。

3.2.2 二段选铁磨矿细度试验

由于一段磨矿获得的铁粗精矿 TFe 的含量仅为 28.95%，与合格铁精矿的质量标准相差甚远，仅相当于大多数矿山的原矿品位。为了在一段铁精矿的基础上获得相对质量较高的铁精矿，同时考察二段磨矿粒度对选铁指标的影响，试验对一段粗粒铁精矿在不同磨矿细度下，磁场强度为 95.54KA/m 时进行磁选，考察铁粗精矿的品位、回收率指标，以确定二段较佳的磨矿细度。其试验流程见图 3，试验结果见图 4。

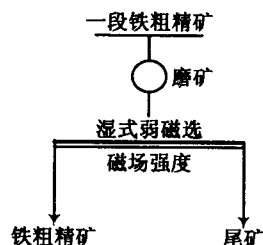


图3 二段选铁磨矿细度试验流程

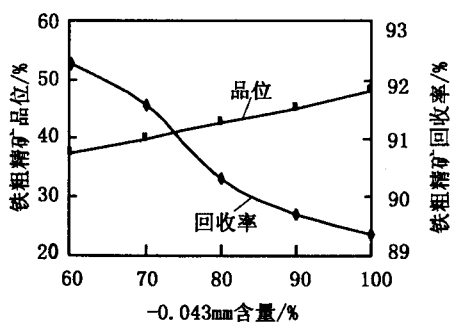


图4 二段选铁磨矿细度试验结果

从图 4 可以看出，随着磨矿细度 -0.043mm 含量的增加，铁精矿的品位逐渐增加，铁精矿的作业回收率没有明显的变化。考虑到选铁指标及生产上的

可行性，选择二段磨矿细度 -0.043mm 100.00%，对磨矿产品进行了筛析其中 -0.03mm 82.00%。

3.2.3 二段选铁磁场强度试验

在二段磨矿细度为 -0.043mm 刚好为 100.00% 的条件下，对其进行了磁场强度的试验，考察一段铁粗精矿再磨后通过磁场强度的变化能否获得高质量铁精矿。其试验流程见图 3，试验结果见图 5。

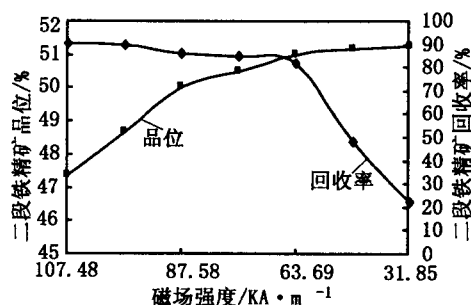


图5 二段选铁磁场强度试验结果

从图 5 可以看出，随着磁场强度的降低铁精矿品位提高幅度较小，回收率下降。即使在较低磁场强度 31.85KA/m 的条件下，获得的铁精矿品位也仅 51.25%。综合考虑选别指标与生产成本，选择 95.54KA/m 作为二段选铁的磁场强度为宜。

3.2.4 三段选铁磨矿细度试验

以二段铁粗精矿为原料进行三段选铁试验，二段铁精矿中 -0.030mm 82.00%，铁品位为 47.83%，在 43.79KA/m 的磁场强度下精选，TFe 含量也只有 52.70%，且回收率大幅度下降。因此，要想获得更高质量的铁精矿，对二段铁精矿必须经过再磨再选。同时在 75.64KA/m 的磁场强度下精选，以考察铁精矿质量。其试验流程见图 6，试验结果见表 5。

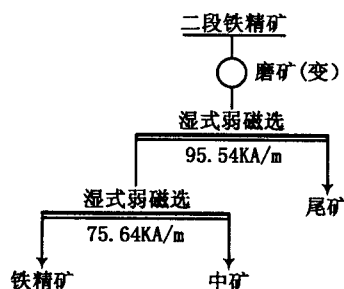


图6 三段选铁磨矿细度试验结果

从表 5 可以看出，在 95.54KA/m 的磁场强度下，随着磨矿细度的增加，铁精矿在作业回收率相当

表 5 三段选铁磨矿细度试验结果

磨矿细度 -0.02mm 含量/%	产品 名称	产率 /%	TFe 品位 /%		TFe 作业 回收率/%	
65	铁精矿	77.80	57.16	56.64	94.06	95.28
	中 矿	1.73	33.29		1.22	
	尾 矿	20.47	10.90		4.72	
	给 矿	100.00	47.28		100.00	
75	铁精矿	72.13	60.44	59.71	92.41	95.43
	中 矿	3.27	43.62		3.02	
	尾 矿	24.60	8.76		4.57	
	给 矿	100.00	47.18		100.00	
85	铁精矿	69.53	63.34	62.62	92.64	95.11
	中 矿	2.67	43.95		2.47	
	尾 矿	27.80	8.36		4.89	
	给 矿	100.00	47.54		100.00	

的情况下,品位有着较大幅度的提高。为了得到更高品位的铁精矿进行了一次弱磁精选,经过一次精选以后铁精矿的品位上升幅度不大。当二段铁精矿磨至 - 0.02mm85%,甚至更细时,才能获得品位 60.00% 以上的高质量铁精矿。

3.2.5 三段选铁磁场强度试验

从前面一系列的条件试验结果可以看出,只要该矿石磨到足够细时,就能获得高质量的铁精矿。但当细度足够时,在什么磁场强度下才能获得高回收率的铁精矿是该试验的主要目的。试验选择了在三段磨至 - 0.02mm85% 左右时,对其磁场强度进行条件试验。试验结果见表 6。

表 6 三段选铁磁场强度试验结果

磁场强度 /kA · m ⁻¹	产品 名称	产率 /%	TFe 品位/%	TFe 作业 回收率/%
107.48	铁精矿	82.47	55.70	96.75
	尾 矿	17.53	8.81	3.25
	给 矿	100.00	47.48	100.00
95.54	铁精矿	79.53	56.64	95.28
	尾 矿	20.47	10.90	4.72
	给 矿	100.00	47.28	100.00
87.58	铁精矿	78.00	56.25	91.87
	尾 矿	22.00	17.65	8.13
	给 矿	100.00	47.76	100.00
63.69	铁精矿	73.27	56.50	86.66
	尾 矿	26.73	23.84	13.34
	给 矿	100.00	47.77	100.00

由表 6 可以看出,磁场强度的变化对铁精矿品位的影响不是很大,当磁场强度小于 87.58kA/m 时

铁精矿的回收率下降幅度较大。总的来说,在磁性铁矿物充分解离时,磁场强度为 95.54kA/m 选别较为合适,可以获得较高品位和回收率的铁精矿。

3.2.6 全流程选铁试验

在确定的较佳条件下进行了试验,其试验流程见图 7,试验结果见表 7。

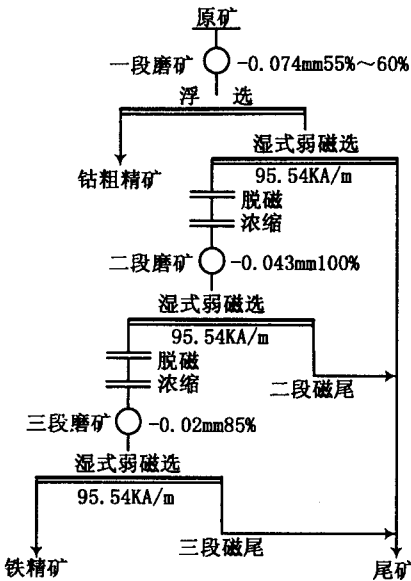


图 7 选铁全流程

表 7 选铁最终试验结果

产品名称	产率/%	TFe 品位/%		TFe 回收率/%	
钴粗精矿	2.65	37.55		5.16	
铁精矿	20.72	62.99		67.70	
一段磁尾	44.82	6.85		15.93	
二段磁尾	23.83	76.63	6.24 6.83	7.72 27.14	
三段磁尾	7.98	8.43		3.49	
原 矿	100.00	19.28		100.00	

4 结 语

1. 矿石性质研究表明,该矿石是低品位含钴磁铁铁矿石,矿石铁品位接近表外矿。矿石中的磁铁矿颗粒微细,必须经过深度细磨才能获得高质量的铁精矿,但含钴的硫化物和脉石矿物颗粒较粗,采用阶段磨矿在粗磨的条件下选别硫化物和抛出一部分脉石尾矿,然后再进行细磨较为经济。

2. 依据矿石的性质,进行钴的浮选研究。原矿 Co 含量 0.011%,在磨矿细度 - 0.074mm55% ~

(下转 28 页)

- [1] 高利坤, 张宗华, 李春梅. 河南方城金红石选矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2003(3): 3-7.
- [2] 朱建光. 浮选金红石用的捕收剂和调整剂[J]. 国外金属矿选矿, 2008(2): 3-8.
- [3] 赵红芬. 某金红石选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2001(2): 23-25.
- [4] 崔林, 刘均彪. 金红石和石榴石浮选分离的研究[J]. 化工矿山技术, 1986(5): 32-35.
- [5] C. Clericu. 从榴辉岩中回收金红石[J]. 国外金属矿选矿, 1980(3): 31-38.
- [6] 丁浩, 任瑞晨, 邓雁希, 等. 金红石与石榴石浮选分离及调整剂作用机理[J]. 辽宁工程技术大学学报, 2007, 26(5): 787-790.

Experimental Study on Comprehensive Utilization of Eclogite Type Rutile Ore

YU Sheng-gen

(Test center of Jiangxi Geology & Mining Bureau, Nanchang, Jiangxi, China)

Abstract: The rutile in the eclogite type rutile ore has little difference with garnet and omphacite in aspect of mineral density and magnetism, so it belongs to refractory ore. Experimental research on comprehensive utilization of this kind of rutile was carried on adopting the combined flowsheet of heavy separation-magnetic separation-flotation. Finally, the rutile concentrate with the yield of 2.254%, the grade of TiTiO_2 and TiO_2 as 86.23% and 83.27% and the recovery of TiTiO_2 and TiO_2 as 46.18% and 51.82% was obtained. Moreover, the garnet concentrate with the yield of 24.427% and the purity of 90.22%, the secondary garnet concentrate with the yield of 17.608% and the purity of 75.55% and the omphacite concentrate with the yield of 41.969% and the purity of 82.77% were obtained. Compared with other schemes, this kind of flowsheet has the characteristics of reasonable structure, high utilization rate and remarkable economical and social benefits.

Key words: Eclogite type rutile ore; Rutile; Garnet; Omphacite; Combined flowsheet of heavy separation-magnetic separation-flotation; Comprehensive utilization of mineral resources

~~~~~

(上接 13 页)

60%的情况下,经过一次粗选、两次扫选、两次精选可获得产率 1.85%,钴品位 0.36%,回收率 63.50%的硫钴精矿。硫钴精矿含硫 46.59%,硫的回收率 91.65%左右。

3. 该矿石在原矿 TFe 含量 19.28% 的条件下,采用阶段磨矿、阶段选别工艺,随着磨矿产品细度的增加,精矿品位逐渐提高;当第三段磨矿细度 -0.

02mm 为 85% 左右时,可获得产率 20.72%,品位 62.99%,回收率 67.70% 的铁精矿。总之,只有该矿磨得足够细时,才能获得更高质量铁精矿。

### 参考文献:

- [1] 陈代雄,徐艳. 铜钴多金属硫化矿浮选试验研究[J]. 湖南有色金属, 2005(2): 7-10.
- [2] 唐娜娜,莫伟,马少健. 钴矿资源及其选矿研究进展[J]. 有色矿冶, 2006(4): 5-7.

## Experimental Research on Beneficiation for a Low-grade Iron Cobalt Ore

ZHANG Jun-hui, ZHANG Yuan, YANG Yong-tao

(Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Chengdu, Sichuan, China)

**Abstract:** Through the exploratory experimental research, the combined technology of floatation-magnetic separation-stage-grinding and stage-separation was identified for this ore. The results showed that the cobalt pyrite concentrate with the content and the recovery of Co as 0.36% and 63.50% respectively could be obtained. Meanwhile, the iron concentrate with the content and the recovery of TFe as 62.99% and 67.70% respectively could be also obtained.

**Key words:** Floatation; Stage-grinding and stage-separation; Recovery; Cobalt pyrite concentrate