

文章编号:1673-9981(2010)03-0219-04

# 含金硫精矿综合回收实验研究

王 俐

(广州有色金属研究院, 广东 广州 510650)

**摘 要:**针对云南某选厂浮选硫精矿中的金以细粒包裹体状赋存于黄铁矿中的性质,采用重浮—焙烧—浸出工艺回收硫精矿中的金、铁、硫。实验结果为:硫以二氧化硫形式回收,回收率为98.24%;金的浸出率为85.48%;浸渣铁品位为60.48%,回收率为98.44%。

**关键词:**硫精矿;浮选;重选;焙烧;浸出

**中图分类号:**TD953

**文献标识码:**A

黄铁矿( $\text{FeS}_2$ )是自然界分布最广泛的硫化矿物之一,工业上通常将其作为生产硫磺、硫酸等产品的原料,通过焙烧回收硫后的含铁高的烧渣可作为炼铁原料。云南某选厂浮选硫精矿含金高达35.10 g/t,而金以细粒包裹体状存在于黄铁矿和脉石矿物中,综合回收含金黄铁矿中的金、铁、硫,具有重要意义<sup>[1-3]</sup>。

## 1 试 料

实验矿样取自云南某选厂浮选硫精矿。试料中主要的金属矿物为黄铁矿,以及极少量的黄铜矿、闪锌矿、方铅矿和赤铁矿、褐铁矿;脉石矿物主要为石英,其次为少量的长石、黑云母、绿帘石和绿泥石等。同时,样品中伴生有稀贵金属金和银。金主要以两种形式存在:一是以细粒包裹体状赋存于黄铁矿中,占总金量的85%;二是游离金,占总金量的15%。试料

主要矿物含量列于表1,粒度组成以及金、硫、铁的分布列于表2。

## 2 实验结果与讨论

由于试样中85%的金以类质同象形式赋存于黄铁矿的晶格中,黄铁矿中的金难以氰化浸出。为回收黄铁矿中的金,需将硫精矿火法焙烧,其烧渣氰化浸出金。而浸渣可作为铁精矿直接销售。这样就有必要将硫精矿进一步富集。

### 2.1 浮选硫精矿再富集

黄铁矿密度为4.9~5.2,石英密度为2.5~2.8,矿物之间的密度差较大。为了减少浮选药剂对环境的污染,可采用重-浮联合工艺流程提高硫精矿品位。重-浮联合工艺选硫流程如图1所示,实验结果列于表3。

表1 主要矿物含量

Table 1 The content of main mineral

矿物	黄铁矿	黄铜矿	闪锌矿	方铅矿	赤褐铁矿	石英等
含量 $w/\%$	75.568	0.017	微	微	0.229	24.186

收稿日期:2010-07-30

作者简介:王俐(1957—),女,江西人,高级工程师,学士。

表 2 样品的粒度组成及金硫铁分布  
Table 2 The particle size of the sample and the distribution of Au,Fe and S

粒度/mm	产率/%		品位/%			占有率/%		
	个别	累计	Au/(g·t <sup>-1</sup> )	S	Fe	Au	S	Fe
+0.15	8.58		23.70	18.97	17.67	5.86	4.31	4.41
-0.15+0.1	9.32	17.90	33.60	32.28	30.24	9.02	7.97	8.21
-0.1+0.076	8.11	26.01	43.70	41.13	37.51	10.20	8.83	8.86
-0.076+0.043	31.40	57.41	41.80	47.51	40.85	37.79	39.54	37.38
-0.043+0.02	26.31	83.72	41.96	47.70	42.44	31.79	33.25	32.53
-0.02	16.28	100.00	11.40	14.13	18.16	5.34	6.10	8.61
浮选精矿	100.00		34.73	37.74	34.52	100.00	100.00	100.00

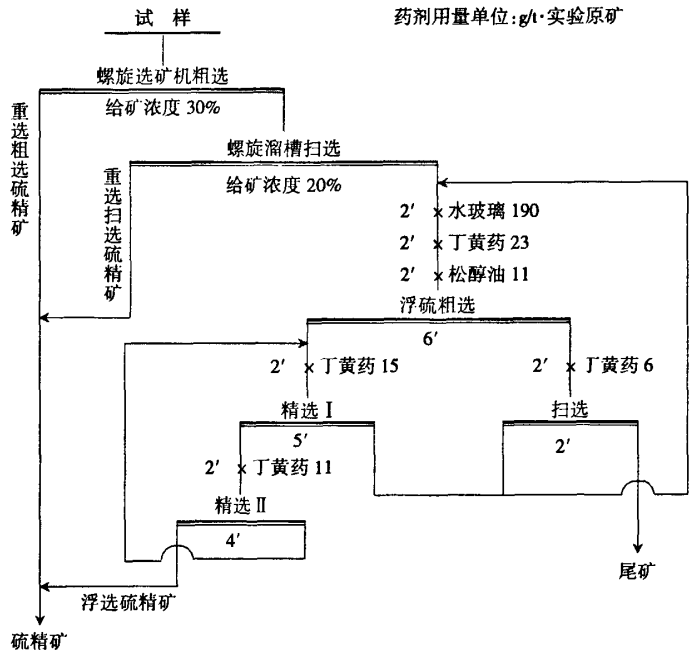


图 1 重-浮联合工艺选硫的流程图  
Fig. 1 The flow charts of the gravity-flotation craft

表 3 重-浮联合工艺选硫的实验结果  
Table 3 The experimental results of the gravity-flotation craft

产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
		S	Fe	Au/(g·t <sup>-1</sup> )	S	Fe	Au
硫精矿	79.10	46.18	40.16	42.42	98.45	98.44	98.09
尾矿	20.90	2.76	2.40	3.12	1.55	1.56	1.91
原矿	100.00	37.10	32.27	34.20	100.00	100.00	100.00

由表3可知,采用重-浮联合工艺流程获得了较好的指标:硫精矿中硫、铁、金的品位分别为46.18%,40.16%,42.42 g/t,回收率分别为98.45%,98.44%,98.09%。硫精矿中的硫、铁、金得到进一步富集,抛废率达到20.90%。

2.2 硫精矿焙烧

在800℃将硫精矿焙烧3 h,实验结果列于表4。由表4可知,给矿中98.24%的硫以二氧化硫气

体的形式得到回收,烧渣铁品位为61.13%,达到了预期的目的。同时,烧渣的金品位提高到64.38 g/t,为下一步浸出金创造了有利条件。

2.3 烧渣氰化浸出金

烧渣氰化浸金的实验条件为:矿浆液固比2:1,石灰16 kg/t·给料(8282 g/t·实验原矿),矿浆pH 10左右,氰化钾用量1000 g/t·给料(517.6 g/t·实验原矿),常温搅拌48 h,实验结果列于表5。

表4 硫精矿火法焙烧的实验结果

Table 4 The experimental results of the concentration of pyrite through fire roasting

产品名称	产率/%		品位/%			回收率/%					
	对作业	对实验原矿	S	Fe	Au (g·t <sup>-1</sup> )	S		Fe		Au	
						对作业	对实验原矿	对作业	对实验原矿	对作业	对实验原矿
二氧化硫	34.56	27.34	/	/	/	99.79	98.24	/	/	/	/
烧渣	65.44	51.76	0.15	61.13	64.38	0.21	0.21	100.00	98.44	100.00	98.09
硫精矿	100.00	79.10	46.18	40.16	42.42	100.00	98.45	100.00	98.44	100.00	98.09

表5 烧渣氰化浸金的实验结果

Table 5 The experimental results of the immersion of gold from pyrite cinder

产品名称	产率/%		品位/%			回收率/%						Au浸出率/%	
	对作业	对实验原矿	Au (g·t <sup>-1</sup> )	Fe	S	Au		Fe		S		对作业	对实验原矿
						对作业	对实验原矿	对作业	对实验原矿	对作业	对实验原矿		
浸渣	100.97	52.26	8.20	60.48	0.15	12.86	12.61	100.00	98.44	100.00	0.21	87.14	85.48
烧渣	100.00	51.76	64.38	61.13	0.15	100.00	98.09	100.00	98.44	100.00	0.21	/	/

由表5可知,金的作业浸出率为87.14%,对实验原矿浸出率即金的最终回收率为85.48%;浸渣铁品位为60.48%,铁的作业回收率为100.00%,最终回收率为98.44%。硫精矿烧渣经过氰化浸金后,浸渣铁品位达到60%以上,可直接作为铁精矿产品销售。

2.4 最终工艺流程的确定

采用图2所示的流程进行全流程实验,实验结果列于表6。由表6可知,再选硫精矿经过焙烧后,硫以二氧化硫形式得以回收,回收率达98.24%;烧渣经过氰化浸出后,金的浸出率达到85.48%;浸渣铁品位达到60.48%(可作为铁精矿直接销售),铁回收率达到98.44%。该流程简单,金、铁、硫得到综合回收。

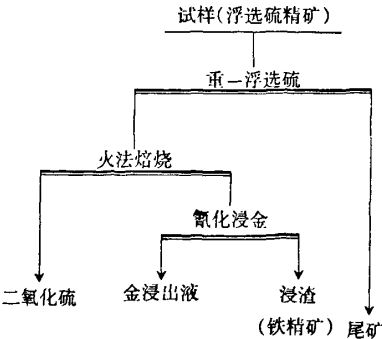


图2 回收金硫铁的原则流程

Fig.2 The principle flow of the recovery of Au,Fe and S

表 6 全流程的实验结果  
Table 6 The experimental results of the whole flow

产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
		S	Fe	Au/(g·t <sup>-1</sup> )	S	Fe	Au
二氧化硫	27.34	/	/	/	98.24	/	/
金浸出液	0.33	/	/	/	/	/	85.48
铁精矿	52.26	0.15	60.48	8.20	0.21	98.44	12.61
尾矿	20.90	2.76	2.40	3.12	1.55	1.56	1.91
试样	100.00	37.10	32.27	34.20	100.00	100.00	100.00

作为铁精矿直接销售。

3 结 论

(1)采用重—浮联合工艺流程对浮选硫精矿进行选别,金、铁、硫的品位大幅提高,而浮选药剂用量降低,减少了浮选药剂对环境的污染。  
(2)采用重浮—焙烧—浸出工艺流程综合回收浮选硫精矿中的金、铁、硫。硫以二氧化硫形式回收,回收率为 98.24%;金的浸出率为 85.48%;铁在浸渣中的品位为 60.48%、回收率为 98.44%,浸渣可

参考文献:  
[1] 朱一民,周菁,晏大雄,等.某高品位硫精矿选矿实验研究[J].中国矿山工程,2006(5):35-36.  
[2] 选矿手册编辑委员会.选矿手册[M].北京:冶金工业出版社,1991.  
[3] 胡熙庚.有色金属硫化矿选矿[M].北京:冶金工业出版社,1987.

Comprehensive recovery research on pyrite concentrate containing gold  
in Yunnan province

WANG Li  
(Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals,Guangzhou 510650.China)

**Abstract:** Gold as fine-grain inclusions in the pyrite concentrate in Yunnan province was found. A method of gravity separation and flotation separation—roasting—leaching was used to separate Au, Fe and S in pyrite concentrate. The results showed that the recovery of S in sulfur dioxide was 98.24% and Au was 85.48% in cyaniding leached liquor, and leached residue could be as iron concentrate with the grade of Fe 60.48% and the recovery of 98.44%.

**Key words:** pyrite concentrate; flotation; gravity separation; roasting; leaching