

某铅锌矿尾矿中回收黄铁矿可行性研究

徐寒冰¹, 李茂林^{1,2}, 黄业豪¹, 彭兴华¹

(1. 武汉科技大学 资源与环境工程学院, 冶金矿产资源高效利用与造块

湖北省重点实验室, 湖北 武汉 430081;

2. 长沙矿冶研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012)

摘要:某铅锌矿选硫尾矿中全年平均硫品位约为6%, 研究结果表明损失在尾矿中的硫主要黄铁矿的形式存在, 其解离度为66.55%。尾矿中+40 μm 粒级黄铁矿金属分布为56.51%, 但其解离度只有45.8%。为使资源充分利用, 并增加企业收入, 对该铅锌矿选硫尾矿进行了实验研究。研究表明在设计的一次粗选, 粗精矿再磨后两次精选, 一次扫选浮选试验流程中, 最终可获得硫品位为42.58%, 回收率为60.12%的硫精矿。该硫精矿可与工业生产的高品质硫精矿混合从而提高精矿产量。

关键词:铅锌尾矿; 黄铁矿; 浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2017.06.018

中图分类号:TD952 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2017)06-0086-05

黄铁矿是一种非常重要的化工原料, 常作为多金属硫化物的伴生矿物^[1-4]。由于黄铁矿附加值相对较低, 选矿时一般侧重于对主要金属矿物的回收, 往往导致部分黄铁矿流失在尾矿中, 从而造成资源的浪费^[5]。

某铅锌选矿厂目前处理的铅锌矿有较高含量的硫(主要为黄铁矿)。目前该选厂针对铅、锌和硫都有一套较为成熟的生产工艺流程, 可以生产品位约为47%, 回收率约为90%的高品质硫精矿。然而在对其选硫尾矿检测时发现, 尾矿中依然存在部分可回收的硫, 全年平均硫品位约为6%。据2015年的全年统计结果可推算出, 该尾矿全年含硫量约为3.3万吨, 折合成标硫(硫品位35%)9.6万t, 经济价值约为1920万元。为能更好地回收这部分硫, 为企业创造更多财富, 同时达到资源充分利用, 对该选矿厂尾矿进行了试验研究。

1 试验性质和试验方法

1.1 试样性质

试验所用试样取自于该选厂排出的尾矿, 试样浓度约为38%, pH值约为6.5。经镜下鉴定、X射

线衍射分析、扫描电镜分析和MLA(矿物参数自动分析系统)测定综合研究查明, 试样中金属硫化物主要为黄铁矿, 微量磁黄铁矿、毒砂、黄铜矿和黝铜矿等; 脉石矿物以石英、方解石和白云石为主, 次为云母、石膏和菱铁矿; 其他微量矿物有长石、石榴石、绿泥石、高岭石、金红石、辉石、闪石、磷灰石和硅灰石等。试样X射线衍射分析结果见图1, 试样的化学多元素分析结果见表1, 硫的物相分析结果见表2, 黄铁矿的金属分布和单体解离度见表3。

表1 试样多元素分析结果/%

Table 1 Chemical analysis results of the sample

Pb	Zn	TFe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
0.63	0.54	8.96	27.23	4.64	21.28
MgO	P	As	S	C	Ag*
1.58	0.031	0.10	9.10	5.38	6.88

* 单位为g/t。

表2 硫的物相分析结果

Table 2 Pnalysis results for sulfur phase

硫相	硫化物中硫	硫酸盐中硫	单质硫	合计
含量/%	8.31	0.78	0.01	9.10
分布率/%	91.32	8.57	0.11	100.00

收稿日期:2016-04-15

作者简介:徐寒冰(1989-), 男, 硕士研究生, 研究方向为矿物加工工程。

表3 试样中黄铁矿金属分布和单体解离度
Table 3 Liberation degree and metal distribution of pyrite

粒级 / μm	金属 分布率 /%	单体 解离度 /%	连生体/%			
			>3/4	3/4 ~ 1/2	1/2 ~ 1/4	<1/4
-150+74	38.68	35.84	14.93	19.12	14.83	15.28
-74+40	17.83	67.41	9.38	9.95	7.82	5.44
-40+20	21.56	88.68	2.80	3.58	3.10	1.84
-20+10	6.41	97.23	1.24	0.75	0.57	0.21
-10+5	4.86	97.86	0.97	0.71	0.38	0.08
-5	10.66	99.03	0.49	0.27	0.16	0.05
合计	100.00	66.55	8.23	10.05	7.87	7.30

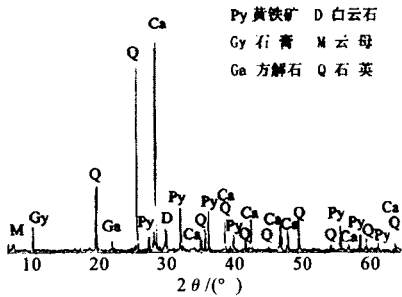


图1 试样 XRD 图谱
Fig. 1 XRD pattern of the sample

由图1可知,试样中的硫主要是以黄铁矿形式存在;由表1~3可知,试样中硫品位达9.1%,其他有用矿物含量都很低,脉石矿物主要为 SiO_2 和 CaO ,两者合计达48.51%,其次为 Al_2O_3 和 MgO 。试样中黄铁矿的单体解离度为66.55%,并且主要分布在20~150 μm 粒级,在74 μm 以上粒级分布达38.68%,而这部分黄铁矿解离度只有35.84%,因此在设计回收这部分硫资源的试验研究中,需要考虑其解离度可能不够。

1.2 试验方法

目前生产现场有4台闲置浮选机,闲置浮选机的设计工艺流程为一粗两精一扫,考虑到尽量降低生产成本,因此设计实验室浮选流程与闲置浮选机工艺流程相似,暂定为一粗两精。取选硫尾矿原浆的试样,加入到1.5 L的XFD单槽浮选机进行粗选,将得到的粗精矿加入到0.5 L的XFD浮选机进行两次精选试验。考虑到试样中的黄铁矿可能单体解离度不够,因此设计在一次粗选两次精选试验的试验流程中,若未能得到品质较好的硫精矿,则加入

磨矿环节,将粗选得到的粗精矿磨到一定细度后再进行两次精选试验,并增加一次扫选流程。

2 试验研究

2.1 粗选条件试验

按铅锌选矿厂目前的生产工艺,得到的选硫尾矿矿浆浓度约为38%,pH值约为6.5。考虑到实际生产时矿浆浓度和PH值不易调节,因此浮选试验按原浆浮选。

2.1.1 丁基黄药用量试验

丁基黄药用量试验中,矿浆浓度为38%,pH值为6.5,刮泡时间为3 min,2#油用量为5 g/t,充气量为160 L/h,改变丁基黄药用量,试验结果见图2。由图2可看出,随着丁基黄药用量增加,精矿品位依次降低,回收率依次增加,在丁基黄药用量大于250 g/t时,精矿品位下降幅度较大,而回收率增加幅度较小,综合考虑,定丁基黄药用量为250 g/t。此时可获得粗精矿产率为23.52%,硫回收率为76.12%,硫品位为25.89%。

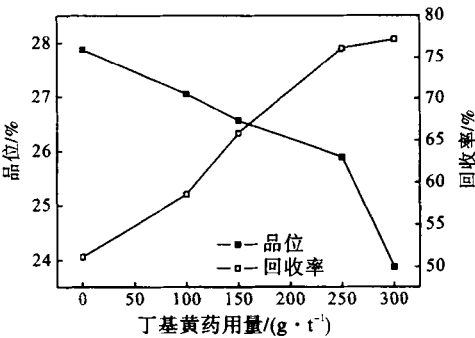


图2 丁基黄药试验结果
Fig. 2 Results of ethyl xanthate dosage test

2.1.2 起泡剂用量试验

起泡剂用量试验中,矿浆浓度为38%,PH值为6.5,丁基黄药用量为250 g/t,刮泡时间为3 min,充气量为160 L/h,改变起泡剂2#油用量,试验结果见图3。由图3可看出,2#油用量在5 g/t时,综合浮选效果最优,可获得粗精矿产率为24.05%,硫回收率为75.84%,硫品位为25.22%。

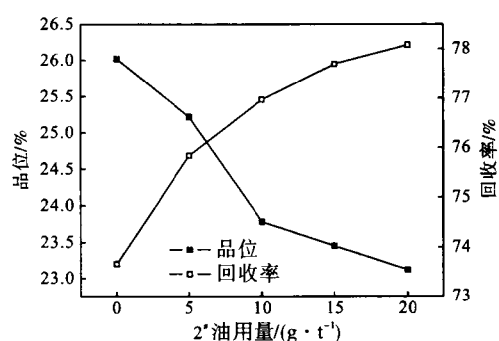


图3 2#油用量试验结果

Fig. 3 Results of 2[#] oil dosage test

2.1.3 浮选时间试验

浮选时间试验中,矿浆浓度为38%,pH值为6.5,丁基黄药用量为250 g/t,2#油用量为5 g/t,充气量为160 L/h,改变浮选时间,试验结果见图4。由图4可知随着浮选时间延长,精矿品位依次降低,而回收率依次增加,浮选3 min以后,精矿品位急剧下降,同时回收率增加缓慢,综合考虑,定浮选时间为3 min,可获得粗精矿产率为23.83%,硫回收率为78.95%,硫品位为26.50%

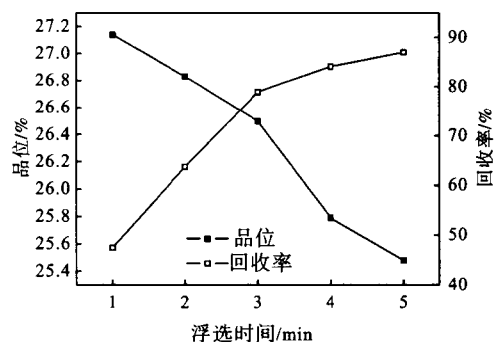


图4 浮选时间试验结果

Fig. 4 Results of flotation time test

2.2 开路试验

在确定浮选药剂制度基础上,进行开路实验,试验流程见图5,开路试验粗选使用1.5 L的浮选槽,两次精选采用0.5 L浮选槽,试验结果见表4。

由表4可知,经过一次粗选,两次精选的开路试验,最终可获得硫精矿品位为35.5%,回收率为55.25%。实际生产中,硫精矿品位需要达到46.5%才属于合格产品。开路试验所得硫精矿与实际要求相差较大,通过改变两次精选试验条件,硫精矿品位依然没有明显提高。

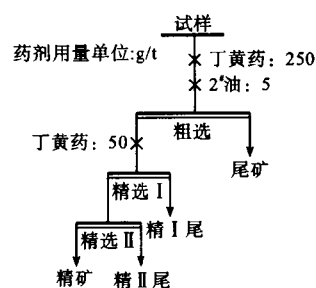


图5 开路试验流程

Fig. 5 Process of open-circuit test

表4 开路试验结果

Table 4 Results of open-circuit test

产品名称	产率/%	硫品位/%	回收率/%
硫精矿	12.45	35.50	55.25
尾矿	75.31	2.45	23.07
精二尾	4.92	18.60	11.44
精一尾	7.32	11.20	10.25
给矿	100.00	8.00	100.00

2.3 粗精矿磨矿试验

对试样进行分析,发现试样中黄铁矿的单体解离度只有66.55%,而其中有38.68%的粗粒级黄铁矿单体解离度只有35.84%。因此可认为由于试样中硫的单体解离度不够,导致开路试验得到的精矿品位偏低。由此考虑在选别流程中增加磨矿环节。取试样进行粗选试验,将得到的粗选精矿进行磨矿试验,将不同磨矿细度下的磨矿产品进行一次精选试验,研究粗精矿磨矿细度与浮选效果之间的关系,试验结果见图6。从图6中可看出,随着磨矿细度的增加,一次精选得到的产品的品位依次增加,但对应的回收率依次降低。在磨矿细度为-40 μm 91.23%时,回收率急剧下降,这可能是磨矿过细,导致大量细粒的黄铁矿生成,从而不易被浮选回收。综合考虑,最终确定磨矿细度为-40 μm 80%。

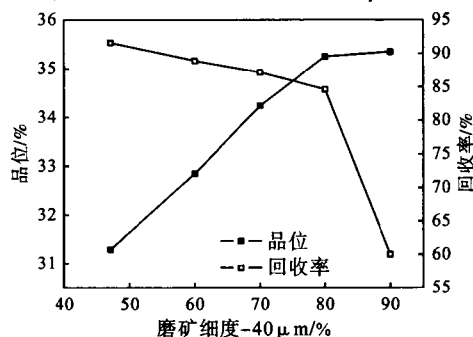


图6 磨矿试验结果

Fig. 6 Results of grinding fineness test

2.4 粗精矿磨后浮选的开路试验

在加入粗精矿磨矿环节后,再次进行一次开路试验,磨矿采用球磨机,粗选使用 1.5 L 浮选槽,两次精选和一次扫选采用 0.5 L 浮选槽,试验流程和药剂制度见图 7,试验数据见表 5。由表 5 可知,加入磨矿环节的开路试验最终获得精矿品位为 45.88%,回收率为 53.51%。与前期未加入磨矿环节的浮选试验相比,硫精矿的品位有大幅度的提高,可以看出,粗选精矿磨后再浮选对硫精矿品位的提高有明显促进作用。

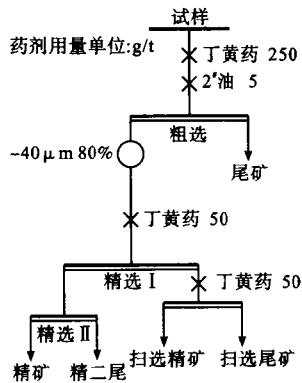


图 7 开路试验流程

Fig. 7 Process of open-circuit test

表 5 粗精矿磨后浮选开路试验结果

Table 5 Results of open-circuit test of roughing concentrate after grinding

产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
精矿	9.33	45.88	53.51
精二尾	5.55	19.04	13.21
扫选精矿	3.45	21.50	9.27
扫选尾矿	6.41	6.27	5.03
粗尾	75.26	2.02	18.99
给矿	100.00	8.00	100.01

2.5 闭路试验

在条件试验和开路试验的基础上,进行了闭路试验,试验流程见图 8,试验结果见表 6。

表 6 闭路试验结果

Table 6 Results of closed-circuit test

产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
硫精矿	11.30	42.58	60.14
尾矿	88.70	3.59	39.86
给矿	100.00	8.00	100.00

闭路试验最终获得品位为 42.58%,回收率为 60.14% 的硫精矿,从品位上来看依然没能达到生产指标,因此不能单独作为高硫精矿产品。综合考虑,

可以将这部分硫精矿与现场生产的高品位硫精矿进行混合,按照 2015 年生产数据计算可知,在混合硫精矿在不低于出厂要求(硫品位不低于 46.5%)下,一年可增加标硫(硫品位为 35%)量为 7.7 万 t,按每吨 200 元来算,则每年可增加收入 1540 万元。

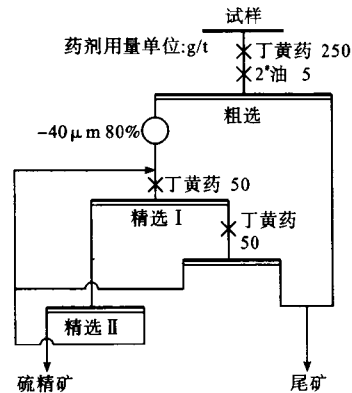


图 8 闭路试验流程

Fig. 8 Process of closed-circuit test

3 总 结

(1) 某高硫铅锌矿尾矿中全年平均硫品位达 6%。损失在在尾矿中的硫主要以黄铁矿的形式存在,其解离度为 66.55%,并且主要分布在+20 μm 粒级,而+74 μm 粒级金属分布达 38.86%,但其解离度只有 35.84%。

(2) 经过一次粗选,粗精矿磨到细度为-40 μm 80% 后进行两次精选和一次扫选的闭路浮选流程,最终可获得品位为 42.58%,回收率为 60.14% 的硫精矿,尾矿品位从 8% 降到了 3.59%。

(3) 结合现场生产要求,将试验所得硫精矿与工业生产的高品质硫精矿混合。理论上,在不低于硫精矿出售要求情况下,每年可多回收 7.7 万吨的标硫(硫品位为 35%),因此本实验研究理论上可进行下一步工业试验。

参考文献:

- [1] GU Guo-hua, SUN Xiao-jun, LI Jian-hua, HU Yue-hua. Influences of collector DLZ on chalcopyrite and pyrite flotation [J]. Journal of Central South University of Technology, 2010, 17: 285-288.
- [2] 成岚, 李茂林, 黄光耀. 某铅锌尾矿浓密机溢流的工艺矿物学分析[J]. 中国有色金属学报, 2015, 25(7): 1953-1960.

(下转 85 页)

帘石、赤铁矿,经国家放射性元素检测,符合《建筑材料放射性核素限量》标准要求,完全可以作建材原料使用。

(2)经配方试验研究,添加40%的尾矿制成的微晶玻璃产品,经国家陶瓷耐火材料产品质量监督检查中心检测,其主要技术指标达到标准要求。

参考文献:

[1]贾清梅,张锦瑞,李凤久.高硅铁矿尾矿制取蒸压尾矿砖

的研究[J].中国矿业,2006(4):39-41.

[2]刘军,宋守志.金属尾矿微晶玻璃研究的进展与问题[J].沈阳建筑工程学院学报1999(3):234-238.

[3]邢军,吕荣.铁尾矿微晶玻璃的组成设计与晶化研究[J].矿产综合利用,2001(2):38-42.

Experimental Study on Preparation of Glass-ceramics Using Copper Tailings

Liao Li

(Anhui provincial Institute of Geology Experiment, Hefei, Anhui, China)

Abstract: A copper tailings mainly contains such mineral components as quartz, and calcite, and green curtain stone, and red iron ore, high-speed rail, and low silicon type tailings. When the process of used raw materials processing-ingredients mixed uniform-melt business glass-granulation into grain-screening-Pu material loaded film-sintering flow flat-crystal of forming-throwing mill-cutting-finished test process, for the production of $\text{CaO-MgO-AL}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ four Yuan system of micro-crystal glass, the main technology indexes for the products reached GB/T13981-2008 standard.

Keywords: Tailings; Phase; Melted

(上接 89 页)

[4]欧阳素勤,陈建华,黎铨海.环江某铅锌矿中黄铁矿的浮选试验研究[J].矿产保护与利用,2010(2):33-35.

[4]曾懋华,颜美凤,奚长生,等.从凡口铅锌矿尾矿中回收

硫精矿的研究[J].矿业工程,2007,27(1):36-39.

[5]成岚,李茂林,黄光耀.某浓密机溢流中极微细粒黄铁矿的浮选回收试验[J].金属矿山,2015,3:191-193.

Experimental Study on Recovery of Pyrite from Certain Lead-zinc Tailing

Xu Hanbing¹, Li Maolin^{1,2}, Huang Yehao¹, Peng Xinghua¹

(1. School of Resources and Environmental Engineering, Wuhan University of Science and Technology, Key Laboratory of Efficient Utilization of Metallurgical Mineral Resources and Agglomeration of Hubei Province, Wuhan, Hubei, China;

2. Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy Co., Ltd., Changsha, Hunan, China)

Abstract: The annual average grade of sulfur in certain Lead-zinc tailing is 6%. Research shows that the main form of sulfur is pyrite in the tailing with the degree of dissociation of 66.55%. The metal distribution of pyrite whose particle size is larger than 40 μm is 56.51%. But the degree of dissociation of this part of pyrite is just 45.8%. In order to make full use of resources and make profits for the enterprise, this kind of Lead-Zinc tailing was researched. The results showed that sulfur concentrate with sulfur grade of 42.58% and recovery of 60.12% was obtained through the process of one roughing two cleaning, and one scavenging. This sulfur concentrate can be mixed with industrial production of high quality sulphur concentrate to increase the concentrate production.

Keywords: Lead-Zinc tailing; Pyrite; Flotation