

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

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	金属单体		连生体/%			
	分布率/%	解离度/%	>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

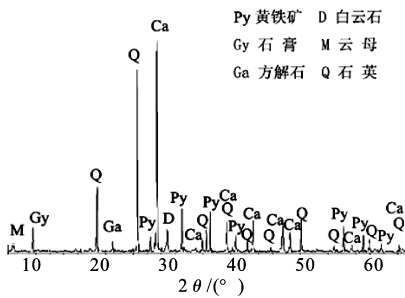


图1 试样 XRD 图谱

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1.5L的XFD单槽浮选机进行粗选,将得到的粗精矿加入到0.5L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3min,2#油用量为5g/t,充气量为160L/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250g/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250g/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%。

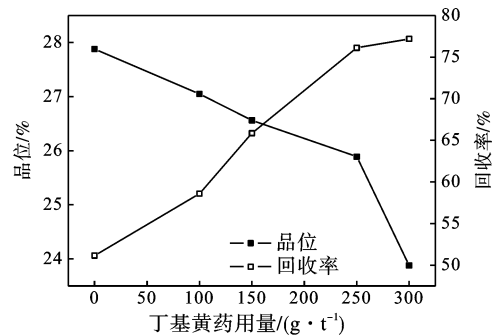


图2 丁基黄药试验结果

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250g/t,刮泡时间为3min,充气量为160L/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5g/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%。

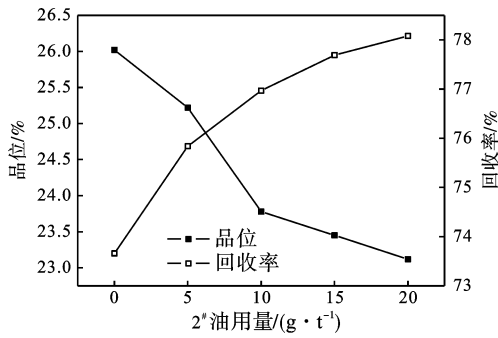


图3 2#油用量试验结果

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%

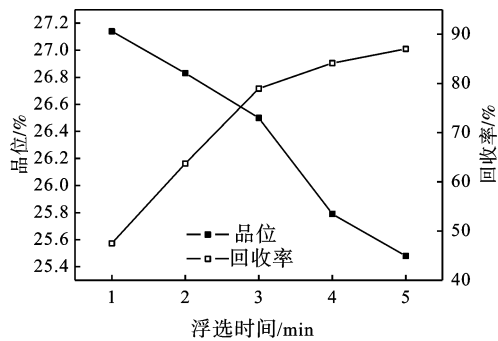


图4 浮选时间试验结果

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。

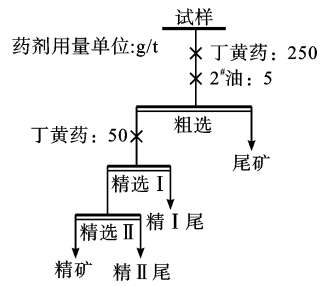


图5 开路试验流程

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%。

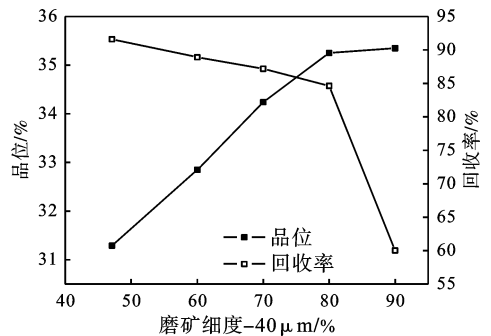


图6 磨矿试验结果

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。

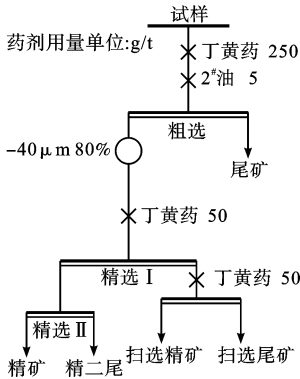


图 7 开路试验流程

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。

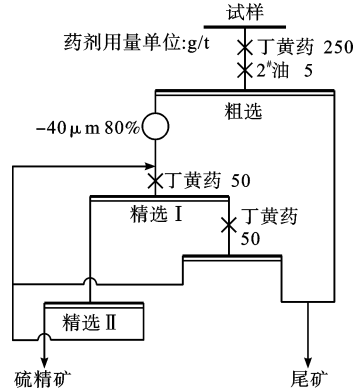


图 8 闭路试验流程

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.