

锌硫分离尾矿回收锡的磁选研究

徐会华¹, 郭业东², 韦新彦²

(1. 广西冶金研究院, 广西 南宁 530023; 2. 广西高峰矿业有限责任公司, 广西 南丹 547205)

摘要:针对某含锡多金属硫化矿锌硫分离尾矿中的锡损失率较高的问题,对锌硫分离尾矿进行回收锡试验研究。通过方案对比,确定了采用简单的磁选方案脱除尾矿中磁黄铁矿和部分黄铁矿,可达到富集锡的可能性。实验室试验可获得锡品位 1.65%、锡作业回收率 63.10% 的锡精矿;该工艺成功实现了工业化应用,工业生产上可获得锡金属富集比为 1.39 和对原矿回收率 4.94% 的锡精矿,经济效益显著。

关键词:锡石;磁选;锌硫分离尾矿;浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2015.06.015

中图分类号:TD924 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2015)06-0057-05

锡矿是我国的传统优势资源,但随着长期的开采用,锡资源储量逐渐减少^[1-2],高效利用现有锡资源是解决锡资源短缺的一个行之有效的方法。广西某复杂铅锡锌锡多金属硫化矿选矿厂,处理量为 900t/d,矿石性质复杂,原矿含锡 1.50% 左右;现生产原则工艺流程为:采用优先浮选铅和锡,铅锡浮选尾矿再采用浮选脱硫获得混浮精矿,脱硫尾矿采用摇床重选回收锡石,混浮精矿进行锌硫分离回收锌精矿;但由于原矿硫化矿物含量高,脱硫浮选作业精选回路容量不足,浮选矿浆浓度过大,导致混浮精矿夹带锡石较多,锡损失率约为 9.00% 左右,损失于混浮精矿中的锡金属绝大部分进入锌硫分离作业的尾矿中。因此高效回收锌硫分离尾矿中锡金属是提高选矿厂锡总回收率的关键,同时亦可实现尾矿的二次资源化。为了回收该尾矿中锡金属,本次研究主要是通过磁选方法脱除尾矿中的磁性硫化矿物,从而达到锡石富集的目的,获得了较好的选矿指标,并成功在生产上应用,实现了尾矿资源的综合利用。

1 矿石性质

试验矿样直接取自广西某选厂锌硫分离的尾矿,锌硫分离尾矿化学多元素分析结果见表 1。

表 1 多元素分析结果/%

Table 1 Results of multi-element analysis

Sn	S	Fe	As	Pb	Sb	Zn
0.73	33.56	29.36	4.74	0.64	0.70	1.26

从样品多元素分析结果可知,该尾矿中锡品位为 0.73%,显微镜观察表明,其中主要矿物为磁黄铁矿和黄铁矿,少量铁闪锌矿、脆硫锑铅矿、锡石及微量脉石。

该尾矿筛水析结果见表 2。

表 2 筛水析结果

Table 2 Results of sieve analysis

粒级/mm	产率/%	锡品位/%	锡分布率/%
+0.20	37.61	0.22	11.78
-0.20+0.15	9.25	0.45	5.93
-0.15+0.10	20.72	0.70	20.65
-0.10+0.074	5.44	1.14	8.83
-0.074+0.053	4.68	1.75	11.66
-0.053+0.041	2.46	2.03	7.11
-0.041+0.030	4.96	2.07	14.62
-0.030+0.020	1.49	1.64	3.48
-0.020+0.010	2.96	1.35	5.69
-0.010	10.43	0.69	10.25
合计	100.00	0.70	100.00

从表 2 可以看出,该尾矿的粒度较粗,+0.15 mm 粒级产率为 46.86%,且+0.15 mm 粒级锡品位

收稿日期:2015-03-26;改回日期:2015-04-27

作者简介:徐会华(1991-),男,硕士,助理工程师,主要从事选矿工艺及技术研究。

相对较低,锡仅占 17.71%; $-0.074+0.010$ mm 粒级锡品位较高,锡品位最高为 2.07%;锡主要存在于 -0.15 mm 粒级中。

为考察该尾矿锡石的解离情况,对该尾矿进行了单体解离度测定,测定结果见表 3。

表 3 锡石单体解离度测定结果

Table 3 Results of liberation degree determination of cassiterite in Zn-S separation tailings

粒级 /mm	产率 /%	锡石 单体 /%	与黄铁矿、 磁黄铁矿 连生/%	与脆硫锑 铅矿连生 /%	与脉石 连生/%	合计
+0.15	46.86	0.00	51.72	34.49	13.79	100.00
-0.15+	20.72	46.51	31.01	19.38	3.10	100.00
0.10						
-0.10+	5.44	84.38	8.59	4.69	2.34	100.00
0.074						
-0.074+	7.14	95.03	2.52	2.16	0.29	100.00
0.040						
-0.040	19.84	100.00	-	-	-	100.00

从表 3 可以得出,锡石的单体解离度为 40.85%,锡石主要与黄铁矿、磁黄铁矿、脆硫锑铅矿连生,少量与脉石等连生。

2 选矿试验研究

现阶段,回收硫化矿尾矿中锡的主要方法为脱硫浮选—摇床重选工艺^[3-6],少数矿山采用磁选法回收尾矿中锡矿^[7-8]。该矿样中锡石矿物嵌布粒度不均匀,锡石单体解离度较低;杂质矿物中黄铁矿、磁黄铁矿等硫化矿含量高达 98% 以上,且部分黄铁矿和毒砂粒度较粗,加上黄铁矿和毒砂在锌硫分离时受到抑制,若采用浮选法脱去硫化矿物,需添加大量药剂才能使硫化矿物上浮干净,且锡石夹带严重,导致锡回收率偏低。磁黄铁矿、黄铁矿和锡石三种主要矿物的比磁化系数分别为 $4321.95 \times 10^{-9} \text{ m}^3/\text{kg}$ 、 $26.98 \times 10^{-9} \text{ m}^3/\text{kg}$ 和 $0.83 \times 10^{-9} \text{ m}^3/\text{kg}$,考虑到磁黄铁矿和黄铁矿与锡石三种矿物比磁化系数的差异,结合选矿厂条件,重点对该尾矿进行了磁选试验研究。

2.1 磁选脱硫条件试验

矿样中含有的杂质矿物磁黄铁矿和黄铁矿的比磁化系数相差较大,因此采用原则流程为一粗一扫的磁选工艺分步脱除尾矿中的弱磁性黄铁矿和强磁性磁黄铁矿,从而使锡石得到富集。

2.1.1 弱磁粗选条件试验

为了优先脱除锌硫分离尾矿中的磁黄铁矿,首

先采用弱磁选机进行分选,并进行了弱磁磁场磁感应强度试验,试验流程见图 1,试验结果见表 4。

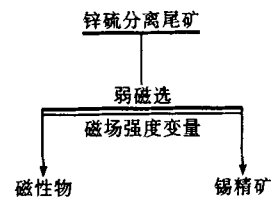


图 1 弱磁选试验流程

Fig. 1 Test flow sheet of low-intensity magnetic separation

表 4 不同磁场强度试验结果

Table 4 Results of different magnetic field intensity

磁场强度/T	产品名称	产率/%	锡品位/%	锡回收率/%
0.105	磁性物	6.75	0.16	1.56
	锡精矿	93.25	0.73	98.44
	合计	100.00	0.69	100.00
0.160	磁性物	9.40	0.21	2.79
	锡精矿	90.60	0.76	97.21
	合计	100.00	0.71	100.00
0.210	磁性物	11.59	0.22	3.85
	锡精矿	88.41	0.72	96.15
	合计	100.00	0.66	100.00
0.260	磁性物	11.89	0.29	5.22
	锡精矿	88.11	0.71	94.78
	合计	100.00	0.66	100.00

由表 4 结果可以看出,随着磁场强度的增强,锡精矿的锡品位先增大然后降低,锡的回收率呈降低趋势,综合考虑锡精矿品位和回收两方面因素,选择磁场磁感应强度为 0.160 T 能获得较好的指标。

2.1.2 强磁选扫选条件试验

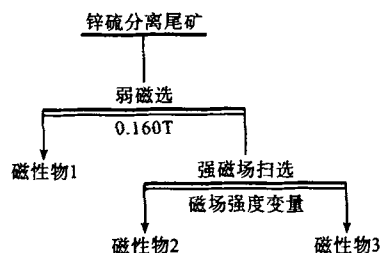


图 2 强磁选脱硫扫选试验流程

Fig. 2 Test flow sheet of strong magnetic separation desulfurization scavenging

锌硫分离尾矿中含有大量磁黄铁矿,对弱磁选尾矿采用强磁选机进行选别,将大部分磁黄铁矿选出,试验磁场强度分别为 0.40 T、0.60 T 和 1.00 T 电磁选机和高梯度磁选机对粗选精矿的富集效果,

试验流程见图2, 结果见表5。

表5 磁场强度对磁选效果的影响

Table 5 Effect of magnetic field intensity on magnetic separation

磁选设备	磁场强度 /T	产品名称	产率 /%	锡品位 /%	锡回收率 /%
电磁强磁选机	0.40	磁性物1	11.64	0.20	3.35
		磁性物2	43.15	0.36	22.38
		锡精矿	45.21	1.14	74.27
		合计	100.00	0.69	100.00
	0.60	磁性物1	11.50	0.22	3.37
		磁性物2	54.96	0.41	30.03
		锡精矿	33.54	1.49	66.60
		合计	100.00	0.75	100.00
	1.00	磁性物1	11.50	0.23	3.74
		磁性物2	63.77	0.45	40.61
		锡精矿	24.73	1.59	55.65
		合计	100.00	0.71	100.00
高梯度磁选机	0.40	磁性物1	11.70	0.24	4.02
		磁性物2	43.81	0.31	19.46
		锡精矿	44.49	1.20	76.52
		合计	100.00	0.70	100.00
	0.60	磁性物1	11.47	0.2	3.03
		磁性物2	59.60	0.43	33.87
		锡精矿	28.93	1.65	63.10
		合计	100.00	0.76	100.00
	1.00	磁性物1	11.51	0.21	3.13
		磁性物2	65.16	0.51	43.06
		锡精矿	23.33	1.78	53.81
		合计	100.00	0.77	100.00

从表5试验结果看, 电磁强磁选机和高梯度强磁选机磁选规律相同: 随着磁选磁场感应强度提高, 磁性物2产率增大, 其中的锡品位提高, 锡精矿回收率逐渐降低, 综合锡品位和锡回收率两方面指标, 选择磁场磁感应强度为0.60 T的高梯度磁选机可获得锡品位为1.65%、锡作业回收率为63.10%的选矿指标。

2.2 磁选锡精矿再选试验

由于锌硫分离尾矿经磁选获得的锡精矿锡品位为1.65%, 为获得更高品位的锡精矿, 对磁选获得的锡精矿分别进行了摇床重选和浮选试验研究。

2.2.1 磁选精矿摇床再选试验

根据锡石与其他矿物的密度差异, 采用摇床重选的方法来分离锡石和其他硫化矿, 使锡精矿中锡金属得到进一步富集。摇床重选试验结果见表6。

表6 磁选锡精矿摇床重选试验结果

Table 6 Results of table concentration test for magnetic Sn concentrate

产品名称	产率/%	锡品位/%	锡回收率/%
锡精矿	12.73	4.40	41.58
中矿1	48.73	0.76	27.49
中矿2	14.06	1.17	12.21
尾矿	24.48	1.03	18.72
合计	100.00	1.35	100.00

从表6试验结果可知, 磁选锡精矿经摇床再选后, 可获得锡品位4.40%、作业回收率41.58%的锡精矿。锡精矿回收率较低, 该方案选别效果不理想。

2.2.2 磁选锡精矿浮选再选试验

由于磁选锡精矿中杂质大部分为硫化矿物, 采用浮选法脱除磁选精矿中的硫化矿物, 从而达到锡富集的目的。试验结果见表7。

表7 磁选锡精矿浮选试验结果

Table 7 Results of flotation tests for magnetic Sn concentrate

产品名称	产率/%	锡品位/%	锡回收率/%
硫化矿	74.51	0.28	16.25
锡精矿	25.49	4.22	83.75
合计	100.00	1.28	100.00

从表7试验结果可知, 磁选锡精矿经浮选脱除大部分硫化矿后, 可获得锡品位为4.22%、作业回收率83.75%的锡精矿。

3 工业应用

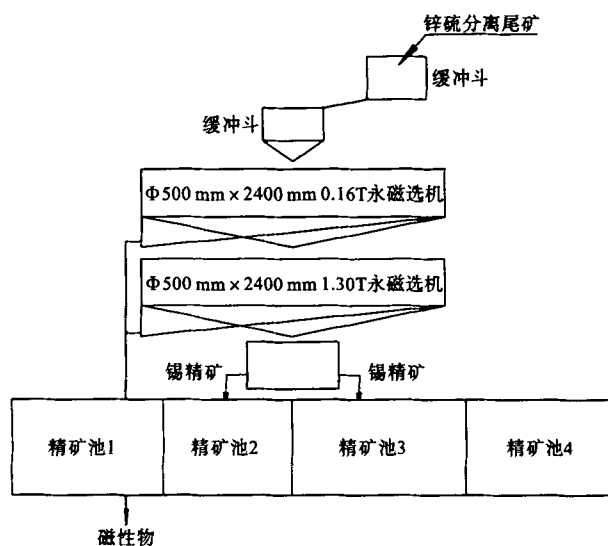


图3 技术改造示意

Fig. 3 Schematic diagram of technical renovation

在实验室小型试验的基础上,推荐两个方案进行现场技术改造,方案一:弱磁选-强磁选;方案二:弱磁选-强磁选-浮选。根据选矿厂现有条件,为简化操作,节约技术改造成本,选矿厂选择方案一进行现场技术改造,并选择磁场磁感应强度为 1.30 T 的

永磁选机代替 0.60 T 的高梯度磁选机,现场技术改造简单示意图见图 3。

2014 年 7 月 10 日至 2014 年 8 月 19 日进行生产调试和整改工作。2014 年 8 月 20 日起正常生产应用;生产调试和生产正常应用结果分别见表 8。

表 8 技术改造生产应用结果统计

Table 8 The application result statistics of technical renovation

日期	给矿 Sn/%	精矿产量 /t	精矿 Sn/%	精矿金属量 /t	精矿富集比	回收率/%		备注
						对作业	对原矿	
2014. 7. 11 至 8. 28	0. 71	2135. 69	1. 08	23. 11	1. 52	56. 13	3. 48	调试
2014. 8. 29 至 9. 28	0. 6	2488. 58	0. 83	20. 63	1. 38	70. 13	5. 45	正常
2014. 9. 29 至 10. 28	0. 48	2582. 00	0. 65	16. 78	1. 35	73. 33	4. 61	正常
2014. 10. 29 至 11. 28	0. 52	3360. 49	0. 68	22. 82	1. 31	75. 25	6. 00	正常
2014. 11. 29 至 12. 28	0. 53	3684. 45	0. 73	26. 77	1. 39	73. 91	6. 31	正常
合计	0. 55	13751. 21	0. 77	106. 46	1. 39	69. 75	4. 94	—

从表 8 结果可看出,在调试阶段,在开机不正常的情况下,产出低度锡精矿 2135.692 t,锡精矿品位为 1.08%,增加锡金属 23.1061 t。在生产正常运转后,9 月份产出低度锡精矿 2488.5808 t,锡精矿品位为 0.83%,增加了锡金属 20.6277 t;10 月份产出低度锡精矿 2581.9956 t,锡品位为 0.65%,增加了锡金属 16.7818 t;11 月份产出低度锡精矿 3360.4926 t,锡品位为 0.68%,增加了锡金属 22.8238 t;12 月份产出低锡硫 3184.4500 t,锡品位为 0.73%,增加锡金属量 23.1174 t。通过流程查定发现,由于磁选机处理能力不足,导致磁性物脱除不完全,使得工业应用锡富集比较试验结果低,作业回收率比试验结果高。该技术改造作业的富集比为 1.39 左右,技改作业回收率为 69.75%,能获得对原矿回收率为 4.94% 的锡精矿,对锡金属起到了较好的富集效果,实现了尾矿的综合利用。

4 经济效益

技术改造后,2014 年 7 月至 2014 年 12 月底,共产出锡精矿 13751.21 t,含锡金属 106.46 t。技术改造产出的锡精矿选矿厂实际销售价格为 2 万元/t 锡金属,装车、装包费和电费按 27 元/t 锡精矿计算。

(1) 产值

锡精矿销售收入 = 锡金属量 × 单价 = 106.46 t × 2 万元/t = 212.92 万元

(2) 装车、装包、电费

总支出 = 锡精矿量 × 单价 = 13751.21 t × 27 元/t

= 37.13 万元

技改工作以来共产生总利润 = 收入 - 支出 = 175.79 万元

5 结 论

(1) 该尾矿粒度较粗,锡石嵌布粒度不均匀,锡石单体解离度仅为 40.85%,锡石主要与黄铁矿和磁黄铁矿伴生。

(2) 采用弱磁选-强磁选工艺流程,实验室试验可获得锡品位为 1.65%,锡作业回收率为 63.10% 的锡精矿;采用弱磁选-强磁选-浮选工艺流程,实验室试验可获得锡品位为 4.22%,作业回收率为 52.85% 的锡精矿。

(3) 该技术改造操作简单,成本低;自 2014 年 7 月技术改造工作开始,截至 2014 年 12 月底,技改作业锡金属富集比为 1.39,锡金属对原矿回收率为 4.94%,该技改作业共为选厂增加 106.46 t 锡金属量,实现了锡资源综合利用,并为选厂增加 175.79 万元的利润。

参考文献:

- [1] 张福良,殷腾飞,周楠. 全球锡矿资源开发利用现状及思考[J]. 现在矿业,2014,538(2):1-5.
- [2] 叶国华,童雄,路璐. 从锡尾矿中回收有价金属的进展及相关建议[J]. 金属矿山,2010(6):9-15.
- [3] 仇云华,许志安,罗崇文. 云锡某锡尾矿锡铁综合回收选矿工艺研究[J]. 有色金属:选矿部分,2011(4):38-42.
- [4] 任浏祎,覃文庆,何小娟,等. 从锡石-多金属硫化矿尾矿

- 中回收锡的浮选研究[J]. 矿冶工程, 2009, 29(1): 44-47.
- [5] 王雅静, 张宗华. 锡石-多金属硫化矿尾矿综合回收试验[J]. 中国矿业, 2005, 14(11): 38-41.
- [6] 张宗华. 广西大厂锡石多金属硫化矿尾矿的综合利用研究[D]. 云南. 昆明: 昆明理工大学硕士学位论文. 2003.
- [7] 王志国, 陶良生, 赵瑞敏. 大型磁选机综合回收磁性矿的研究及应用[J]. 有色金属: 选矿部分, 2012(5): 70-74.
- [8] 童雄, 周永斌, 吕晋芳, 等. 焙烧—凝聚—磁选工艺回收云锡脉锡型尾矿中的锡和铁[J]. 中国有色金属学报, 2011, 21(7): 1696-1704.

Experimental Study on Magnetic Separation of Tin from Zn-S Separation Tailings

Xu Huihua¹, Guo Yedong², Wei Xinyan²

(1. Metallurgy Research Institute of Guangxi, Guangxi, Nanning, China;

2. GuangXi Gaofeng mining limited liability company, Guangxi, Nandan, China)

Abstract: Aiming at a tin complex sulfide ore which the tin loss ratio was higher in zinc sulphur separation tailings, an experimental study of recovering tin was carried out on zinc sulphur separation tailings. By means of simple magnetic separation, the pyrrhotite and pyrite were successfully removed from the tailings, so that the tin could be concentrated. The tin concentrate grade of 1.65% and recovery of 63.10% could be obtained in laboratory tests; the present technology has been industrialized which the enrichment ratio was 1.39 and the ore recovery was 4.94%, significant economic benefits could be obtained.

Keywords: Cassiterite; Magnetic separation; Zinc sulphur separation tailings; Flotation

(上接 44 页)

- [7] 柴肇云, 康天合, 杨永康, 等. 高岭石软岩包覆改性的试验研究[J]. 煤炭学报, 2010, 35(5): 734-738.
- [8] 焦丹, 龚晓南, 李瑛. 电渗法加固软土地基试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(1): 3208-3210.
- [9] 李瑛. 软乳土地基电渗固结试验和理论研究[D]. 浙江大学, 2011. 97-100.
- [10] Flahaut BF, E, Linares-Solano A, et al. Surface Properties, Porosity, Chemical and Electrochemical Applications[J]. Understanding Carbon Nanotubes, 2006: 495-504.
- [11] P. W. J. Glover, E. Walker, J. Ruel, E. Tardif, Tsuneo Ishido. Frequency-Dependent Streaming Potential of Porous Media—Part 2: Experimental Measurement of Unconsolidated Materials[J]. International Journal of Geophysics, 2012: 34-50.
- [12] A. Revil, N. Linde. Chemico-electromechanical coupling in microporous media[J]. Journal of Colloid And Interface Science, 2006(2): 50-54.

Experimental Study of Restraining Argillitization of Clay Rock on Calcium Chloride Electrolysis System

Li Mingming^{1,2}

(1. College of Resources and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang, Liaoning, China;

2. Institute of Mining Engineering, Heilongjiang University of Science & Technology, Harbin, Heilongjiang, China)

Abstract: Aiming at the problem on easy argillitization of clay rock, this paper, using Tong Liao clay rock from roof rock of ignite mine as the research object, researched the effect of the factors such as the voltage gradient, electrolyte concentration, electrolysis time and slurry concentration on electrolytic restraining argillitization of clay rock, with the single factor and orthogonal experiment design method, acquired. The optimum experiment conditions: voltage gradient 2.0 V/cm, electrolyte concentration 1.5 mol/L, slurry concentration 2 g/L, electrolytic time 6 h.

Keywords: Argillitization; Clay rock; Electrolytic system; Restraining