

青海某矽卡岩型铁多金属矿选矿试验研究

赵玉卿^{1,2}, 王毓华¹, 朱琳², 熊馨², 孙晓华², 霸慧文³

(1. 中南大学 资源加工与生物工程学院, 湖南 长沙 410083;

2. 青海省地质矿产测试应用中心, 青海 西宁 810008;

3. 中国地质大学(武汉)材料学院, 湖北 武汉 430074)

摘要:青海某矽卡岩型铁多金属矿含 Cu 0.42%、S 5.30%、TFe 35.86%, 是以蛇纹石、透辉石、绿泥石为主要脉石矿物的复杂难选铁多金属矿。主要矿石矿物为磁铁矿、黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿, 嵌布关系密切, 多呈港湾状分布并与脉石矿物包裹、接触, 粒度粗细不均, 20 μ m 以下含量高, 单体解离困难, 较难得到合格的精矿产品。根据矿石性质, 进行了多种流程试验, 最终采用铜硫依次浮选-尾矿选铁流程进行选别, 获得了铜精矿品位为 16.51%, 铜回收率为 71.37%; 硫精矿品位为 29.03%, 硫回收率为 76.48%; 铁精矿品位为 63.19%, 全铁回收率 71.79%, 铁精矿含硫 0.73% 的选矿指标。

关键词:矽卡岩型; 铁多金属矿; 蛇纹石; 浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2015.05.008

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2015)05-0034-05

青海某矽卡岩型铁多金属矿是青藏高原地区一大型矽卡岩铁多金属矿, 矿石中主要脉石矿物为蛇纹石、透辉石、绿泥石, 主要矿石矿物为磁铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿、黄铁矿。矿石矿物紧密共生, 多呈港湾状与其他矿石、脉石矿物接触并互相包裹, 嵌布粒度粗细不均, 20 μ m 以下含量达到 25% 以上, 属于复杂难选铁多金属矿。由于其脉石矿物主要为易泥化的镁质硅酸盐矿物蛇纹石、透辉石、绿泥石, 该类矿物在浮选过程中由于发生异相凝聚而十分难抑制^[1], 对铜精矿产品含镁量影响较大; 并且矿石中含磁黄铁矿, 磁铁矿包裹磁黄铁矿及微细粒脉石矿物, 对铁精矿质量也有不利影响。因此, 该矿的合理选别, 对青藏高原地区矽卡岩型铁多金属矿矿山高效开发有着十分重要的意义。

1 矿石性质

该矿石为矽卡岩型铁铜锌矿。矿石矿物有磁铁矿、磁黄铁矿、黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿、毒砂等。脉

石矿物主要为蛇纹石、绿泥石、方解石、长石、普通辉石、铁铝榴石、透辉石等。矿石中可利用成份为铁、铜。磁铁矿工艺粒度 0.01~0.5 mm, 与硫化物(黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、毒砂、闪锌矿、方铅矿等)关系密切, 并与脉石矿物港湾状接触, 难以单体解离。黄铜矿工艺粒度 0.01~0.5 mm, 与脉石矿物及其他金属矿物均呈港湾状接触, 有 15%~20% 左右的毛发状、稠密浸染、稀疏浸染状、乳滴状黄铜矿粒度微细, 难于回收。矿石多元素分析及物相分析见表 1~3。

表 1 矿样多元素分析结果/%

Table 1 The analysis results of multi-elements of samples

TFe	Cu	Pb	Zn	K ₂ O	Na ₂ O	CaO	MgO
35.86	0.42	0.057	0.38	0.36	0.23	4.12	14.27
Al ₂ O ₃	SiO ₂	P	S	As	Sb	Au*	Ag*
2.16	20.71	0.037	5.30	0.30	0.0026	0.10	5.25

* 单位为 g/t。

收稿日期: 2015-01-20; 修回日期: 2015-03-03

作者简介: 赵玉卿(1987-), 女, 工程师, 主要从事矿物加工及矿产综合利用技术研究工作。

表2 铁物相分析结果/%

Table 2 The analysis results of iron phase							
矿物名称	磁黄铁矿	磁铁矿	菱铁矿	赤褐铁矿	硫化铁	硅酸铁	总铁
含量/%	4.30	27.23	1.04	1.72	1.04	0.16	35.49
分布率/%	12.13	76.72	2.93	4.85	2.94	0.44	100.00

表3 铜物相分析结果/%

Table 3 The analysis results of copper phase						
矿物名称	硫酸铜	自由氧化铜	结合氧化铜	原生硫化铜	次生硫化铜	总铜
含量/%	0.0014	0.012	0.045	0.29	0.037	0.39
分布率/%	0.36	3.11	11.68	75.25	9.60	100.00

2 试验研究

2.1 试验方案选择

矿石中的铜主要以原生硫化铜为主,铁主要以磁铁矿为主,因此该矿的原则流程为先磁选选铁后浮选选铜流程和先浮选收铜硫后磁选选铁流程。

首先对该矿进行了先磁选选铁后浮选选铜流程试验,在弱磁选粗选磨矿细度-0.074 mm 77.3%,所得铁粗精矿二段磨至-0.038 mm 72.72%后脱硫选铁,无论是先浮后磁脱硫还是先磁后浮脱硫,均得不到合格铁精矿产品,铁精矿含硫1.29%。

其次进行了先浮选收铜硫,尾矿磁选选铁流程试验,并分别详细研究了铜硫混浮再分离-尾矿磁选流程及铜硫依次浮选-尾矿选铁流程,二者均能得到合格的铜精矿、硫精矿,但铜硫混浮流程未得到低硫铁精矿,而铜硫依次浮选流程可得到含硫更低的铁精矿,综合考虑,选择铜硫依次浮选-尾矿磁选选铁流程作为该矿的选别流程。另外在试验中也发现,该矿只有当磨矿细度高于-0.074 mm 90%,才得到杂质含量合格的铜精矿和铁精矿。

2.2 脉石抑制剂种类用量试验

矿石中的脉石矿物主要为蛇纹石、透辉石、绿泥石,它们硬度小,易泥化,泥化后罩盖在硫化矿物表面,阻碍捕收剂与目的矿物接触,降低目的矿物可浮性,并且非常容易进入到精矿中,影响精矿质量^[2]。研究表明,CMC、水玻璃对蛇纹石、透辉石、绿泥石有一定的抑制作用^[3],因此选择了碳酸钠、CMC、水玻璃、硫化钠等进行了调整剂种类、用量试验,确定了调整剂种类为CMC+水玻璃+硫化钠组合使用,其中CMC1000 g/t,水玻璃500 g/t,硫化钠用量为200 g/t。

2.3 铜粗选石灰用量试验

矿石中的黄铜矿与磁黄铁矿、黄铁矿嵌布关系

密切,部分微细粒港湾状嵌布的黄铜矿难于单体解离,因此适宜的石灰用量十分重要,既要保证黄铜矿尽量被捕收,又要尽量避免连生体被石灰抑制。试验固定为一段铜粗选,磨矿细度-0.074 mm 98%,CMC用量500 g/t,铜捕收剂BK301用量36 g/t,起泡剂BK204用量10 g/t。试验结果见图1。试验结果表明,随着石灰用量的增加,铜粗精矿品位先升高后降低,回收率略有升降,因此选择石灰用量1000 g/t为宜。

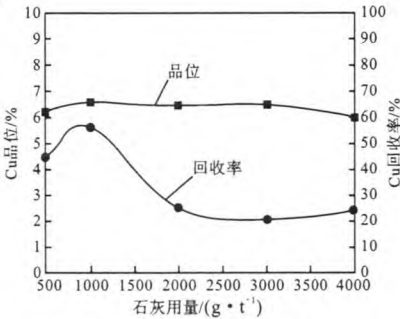


图1 石灰用量试验结果

Fig. 1 The test results of the dosage of lime

2.4 铜粗选捕收剂用量试验

对BK301、AP、MA、MB、丁黄药进行了捕收剂种类筛选试验,在铜粗精矿回收率基本一致的情况下,以BK301、AP所得到的铜粗精矿品位较高,因此最终选定BK301作为铜捕收剂,进行捕收剂用量试验。试验固定为一段铜粗选,磨矿细度-0.074 mm 98%,石灰用量1000 g/t,CMC用量500 g/t,起泡剂BK204用量随捕收剂用量适当调整。试验结果见表4。试验结果表明,随着BK301用量的增加,铜粗精矿品位逐渐降低,回收率逐渐升高至不变。综合考虑,选择BK301用量为54 g/t为宜。

表4 BK301 用量试验结果

Table 4 The test results of the dosage of BK301				
BK301 用量 / (g · t ⁻¹)	产品名称	产率 / %	Cu 品位 / %	Cu 回收率 / %
36	铜粗精矿	5.21	5.64	65.95
45	铜粗精矿	13.45	2.42	72.87
54	铜粗精矿	16.81	2.04	75.65
72	铜粗精矿	19.88	1.62	75.56

2.5 硫粗选调整剂种类试验

为了降低磁选给矿含硫量,对选铜尾矿进行浮选除硫作业。矿石中的含硫矿物主要为磁黄铁矿、磁铁矿、毒砂及少量闪锌矿,可在酸性介质和碱性介质下通过活化剂活化后选别。因此,硫粗选调整剂选择为硫酸、硫酸铜,分别单独使用。试验固定铜选

别一粗一扫得铜粗精矿,硫选别一粗两扫三精得硫精矿,尾矿磁选一粗一精得铁精矿,硫捕收剂为丁黄药 80 g/t,起泡剂 BK204 20 g/t,考察选硫精矿、铁精矿指标。试验结果见表 5。试验结果表明,在酸性介质下,通过硫酸活化,可得到较高品位和回收率的

硫精矿,其所得铁精矿含硫量也低至 0.56%,选别效果较好。因此,硫粗选调整剂选择硫酸较为适宜。通过硫酸用量及丁黄药用量试验,确定了硫酸适宜用量为 3000 g/t,丁黄药用量为 80 g/t。

表 5 硫粗选调整剂种类试验结果

Table 5 The test results of different modifying agents for sulfur roughing flotation

硫粗选药剂制度 (g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
			Cu	MFe	S	Cu	MFe	S
硫酸 2000 (pH 值 6.5)	铜粗精矿	26.58	1.34	21.42	7.03	79.18	18.37	33.69
	硫精矿	6.26	0.26	20.58	33.64	3.59	4.16	37.96
	铁精矿	30.57	0.053	65.00	0.56	3.58	64.11	3.09
硫酸铜 200 (pH 值 8.9)	铜粗精矿	27.20	1.30	21.71	7.10	78.35	19.26	36.96
	硫精矿	4.41	0.20	14.78	27.44	1.94	2.13	23.17
	铁精矿	31.92	0.071	65.14	2.35	5.06	67.81	14.35

2.6 磨矿细度验证试验

前期试验确定了该矿只有当磨矿细度-0.074 mm 90% 才能得到合格的精矿产品,为了进一步确定磨矿细度,考察磨矿细度对选铜、选硫以及尾矿含

硫量的影响,进行磨矿细度验证试验。试验固定铜一粗一扫得铜粗精矿,选铜尾矿选硫一粗二扫得硫粗精矿,药剂制度为前述确定的最佳种类用量。试验结果见表 6。

表 6 磨矿细度验证试验结果

Table 6 The test results of the grinding fineness

-0.074 mm 含量%	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Cu	S	Cu	S
77.3	铜粗精矿	18.31	1.93	9.16	77.63	31.35
	硫粗精矿	19.30	0.26	16.64	10.93	60.02
	尾矿	62.39	0.083	0.74	11.44	8.63
85.0	铜粗精矿	22.51	1.60	8.11	79.37	34.16
	硫粗精矿	19.52	0.25	16.32	10.60	59.65
	尾矿	57.97	0.079	0.57	10.03	6.19
92.0	铜粗精矿	25.25	1.32	7.32	79.17	34.90
	硫粗精矿	19.70	0.23	16.00	10.76	59.49
	尾矿	55.05	0.077	0.54	10.07	5.61
98.0	铜粗精矿	26.26	1.29	7.17	80.05	35.08
	硫粗精矿	19.58	0.24	16.25	10.70	59.27
	尾矿	54.16	0.080	0.56	9.25	5.65

试验结果表明,随着磨矿细度增加,铜粗精矿产率越大,品位越低,铜收率趋于不变;硫粗精矿指标差异不大;尾矿中含硫量至磨矿细度-0.074 mm 92% 趋于不变。为了保证得到杂质含量合格的精矿产品,选择磨矿细度为-0.074 mm 92% 为较佳磨矿细度。

2.7 闭路试验

在确定了较佳磨矿细度及药剂制度后,在开路试验的基础上进行了闭路试验。闭路试验流程见图 2,闭路试验结果见表 7。试验结果表明,经过选别,最终获得铜精矿,品位为 16.51%,铜回收率为

71.37%;获得硫精矿,硫品位为 29.03%,硫回收率为 76.48%;获得铁精矿,全铁含量为 63.19%,全铁回收率为 71.79%,铁精矿含硫 0.73%。

表 7 闭路试验结果

Table 7 The results of the closed-circuit test

产品名称	产率 /%	品位/%			回收率/%		
		Cu	TFe	S	Cu	TFe	S
铜精矿	1.80	16.51	28.17	21.04	71.37	1.45	7.24
硫精矿	14.00	0.33	39.00	29.03	10.82	15.40	76.48
铁精矿	40.20	0.070	63.19	0.73	6.35	71.79	5.51
尾矿	44.00	0.11	9.11	1.30	11.46	11.36	10.77
原矿	100.00	0.42	35.36	5.30	100.00	100.00	100.00

3 尾矿产品分析

从闭路试验结果中看出,尾矿中含铜 0.11%,含硫 1.30%,含铁 9.11%,损失率分别为 11.46%、10.77%、11.36%。为查明原因,对闭路试验尾矿产品进行了 MLA 矿物成分分析、矿物解离度分析。分析结果见表 8、9。

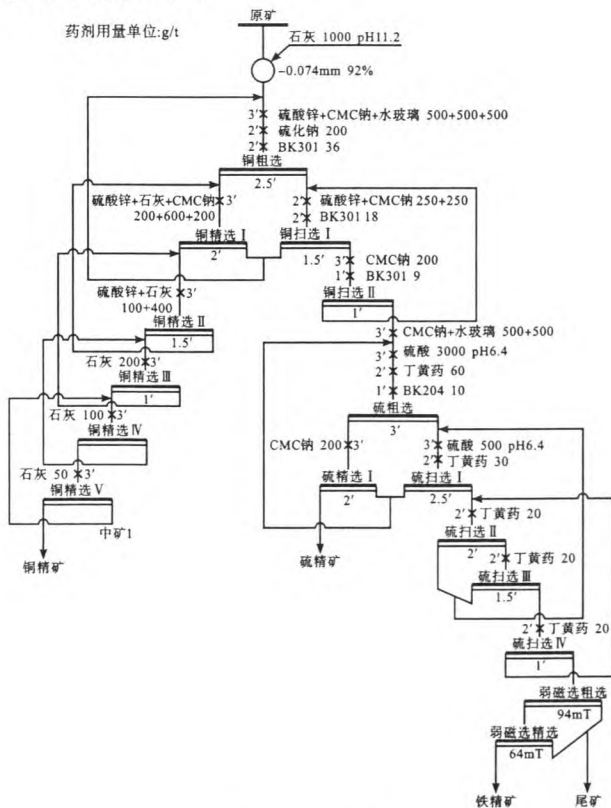


图2 闭路流程

Fig.2 The closed-circuit flowsheet

表8 尾矿 MLA 矿物成分分析结果

Table 8 The results of the MLA analysis of mineral composition of tailings

矿物	重量百分比/%	面积百分比/%
方铅矿	0.00	0.00
闪锌矿	0.01	0.01
磁铁矿	3.75	2.54
黄铁矿	0.20	0.14
磁黄铁矿	0.09	0.07
黄铜矿	0.03	0.03
毒砂	0.01	0.00
钛磁铁矿	0.01	0.01
钛铁矿	0.06	0.05
辉钼矿	0.48	1.31
其他脉石	95.36	95.84
总量	100.00	100.00

尾矿分析结果显示,尾矿中主要矿物为磁铁矿、黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿,主要矿物多互相连生或与脉石连生,因此尾矿中铜、硫损失的主要原因是在磨矿细度为 -0.074 mm 92%情况下仍未与脉石单体解离,造成有用矿物连同脉石一并被抑制而损失;铁损失的原因不仅是因为磁铁矿与脉石连生,磁性降低,未被选入铁精矿,而且尾矿中的大量脉石矿物亦含有铁,也造成了铁元素有一定的损失。

表9 尾矿中主要矿物单体解离情况分析结果

Table 9 The results of the main mineral monomer dissociation of tailings

矿物名称	单体解离度/%	主要连生矿物
黄铜矿	12.16	脉石、磁铁矿
磁黄铁矿	34.07	脉石、磁铁矿、黄铁矿
黄铁矿	23.88	脉石、磁黄铁矿、磁铁矿
磁铁矿	51.39	脉石

4 结 论

(1) 该矿为矽卡岩型铁多金属矿,矿石矿物主要为磁铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿、黄铁矿、闪锌矿等;脉石矿物主要为蛇纹石、透辉石、绿泥石。矿石矿物嵌布粒度粗细不均,多呈港湾状与脉石、其他金属矿物密切接触并相互包裹,单体解离有一定难度。

(2) 根据该矿特点进行了先磁后浮、先浮后磁流程的研究,并对先浮后磁流程又进行了铜硫混浮-尾矿选铁、铜硫依次粗选-尾矿选铁的流程试验,最终确定为铜硫依次浮选-尾矿选铁流程为该矿的选别流程。

(3) 铜硫依次浮选-尾矿选铁流程闭路试验获得了铜精矿品位为 16.51%,铜回收率为 71.37%;硫精矿品位为 29.03%,硫回收率为 76.48%;铁精矿全铁含量为 63.19%,全铁回收率为 71.79%,铁精矿含硫 0.73%的良好指标。

(4) 利用 MLA 分析手段,查明了尾矿中铜、硫、铁的损失原因,即在磨矿细度 -0.074 mm 92%条件下,仍有部分黄铜矿、黄铁矿、磁黄铁矿、磁铁矿未与脉石矿物单体解离,影响分选而损失于尾矿。

参考文献:

- [1] 张明洋. 硫化矿浮选体系中多矿相镁硅酸盐矿物的同步抑制研究[D]. 长沙:中南大学,2011.
- [2] 卢毅屏,张明洋,冯其明,等. 蛇纹石与滑石的同步抑制原理[J]. 中国有色金属学报,2012,22(2):560-565.
- [3] 冯博,冯其明,卢毅萍. 羧甲基纤维素在蛇纹石/黄铁矿浮选体系中的分散机理[J]. 中南大学学报:自然科学版,2013,44(7):2644-2649.

(下转 42 页)

3 结 论

还原配位法可以有效地除去石英粉中的铁杂质。除铁增白的较佳工艺参数为:还原反应温度 60℃,还原反应时间 60 min,液固比 3:1,保险粉用量 1.5% (占石英粉原料的质量比),柠檬酸与柠檬酸钠总量为 2.5% (占石英粉原料的质量比),其中柠檬酸钠占柠檬酸与柠檬酸钠总重量的 60%,试剂的加入顺序:矿浆 60℃ 时,加入保险粉,溶解后,再加入柠檬酸和柠檬酸钠。处理之后,经擦洗的原料的白度从 62.3% 上升为 83.3%,铁含量由 63.9 μg/g 下降到 26.5 μg/g。

参考文献:

- [1] 雷清普,郑典模. 高纯二氧化硅的制备与应用[J], 江西科学, 2008, 26(6): 915-918.
- [2] 周永恒. 高纯度石英的酸浸实验研究[J], 矿物岩石, 2005, 25(3): 23-26.
- [3] 闫勇, 卢义飞, 郑翠红, 等. 石英砂除铁钛杂质的新工艺研究[J], 矿产综合利用, 2009(1): 16-18.
- [4] 郑水林. 非金属矿加工与应用第二版[M], 北京: 化学工业出版社, 2009.
- [5] 邱琴, 郑水林, 谢华. 石英岩矿的精选试验研究[J], 非金属矿, 2008(11): 22-24.
- [6] 郑翠红, 孙颜刚. 石英砂提纯方法研究[J], 中国非金属矿工业导刊, 2008(5): 16-18.

Study on Technology of Removing Iron from Quartz Powder in Guangxi

Zhou Hailing, Liu Yongsheng

(Department of Civil Engineering, City College of Anhui University of Architecture, Hefei, Anhui, China)

Abstract: Reducing coordination method was adopted to remove iron from quartz powder at Guangxi. The results showed that the optimum conditions of the removing iron and whitening process were as follows: scrubbing power quartz, the weight ratio of liquid to solid of 3:1, adding hydrosulfite of 1.5 wt% at 60℃ (accounting for the weight ratio of the raw materials of quartz powder), finally adding 2.5 wt% of sodium citrate and citric acid (their weight ratio of 3:2), and keeping at the temperature for 60 min under stirring. After the filtration, washing and drying processes, the whiteness of the raw material increased from 55.8% to 83.3%.

Keywords: Quartz powder; Whiteness; Reducing coordination method; Remove iron

(上接 37 页)

Experimental Study on Mineral Processing for a Skarn Type Iron Polymetallic Ore in Qinghai

Zhao Yuqing^{1,2}, Wang Yuhua¹, Zhu lin², Xiong Xin², Sun Xiaohua², Ba Huiwen³

(1. School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha, Hunan, China;

2. Qinghai Province Geology Ore Testing and Application Center, Xining, Qing, China;

3. Faculty of Materials Science and Chemistry, China University of Geosciences, Wuhan, Hubei, China)

Abstract: A Skarn type polymetallic ore in Qinghai containing 0.42% of copper, 5.30% of sulfur, 35.86% of total iron, with serpentine, diopside, chlorite as the main gangue mineral is a complex refractory iron polymetallic ore. The main ore minerals magnetite, chalcopyrite, pyrite, pyrrhotite with close dissemination relationship, present the harbor like distribution and wrap and contact the gangue minerals with particle size of uneven thickness, 20 μm high content, monomer dissociation is difficult, more difficult to get qualified concentrate production. According to the character of the ore, for a variety of processing tests, finally adopts copper and sulfur flotation tailings are flowsheet for separation, the copper concentrate grade of 16.51%, copper recovery rate of 71.37%; sulfur concentrate grade of 29.03%, sulfur recovery rate of 76.48%; the iron concentrate grade is 63.19%, total iron recovery rate 71.79%, dressing index of sulphur content in iron concentrate of 0.73%.

Keywords: Skarn type; Iron polymetallic ore; Serpentine; Flotation