某低品位铜金矿铜硫分离试验研究

付翔宇[1],吴　猛[1],李春龙[1],文书明[1,2],柏少军[1,2]
(1.昆明理工大学国土资源工程学院,云南　昆明　650093;
2.昆明理工大学省部共建复杂有色金属资源清洁利用国家重点实验室,云南　昆明　650093)

摘要:我国的铜矿资源丰而不富,铜矿资源仍是国内短缺的矿种。实现低品位铜矿资源的高效开发和利用对我国铜业经济的稳定发展具有重要的意义。某低品位铜金矿石铜品位0.501%,含金0.4 g/t,硫品位3.88%。铜矿物以硫化铜为主,占总铜的96%,铜矿物嵌布粒度较细,且与黄铁矿致密共生。通过详细的浮选条件试验(磨矿细度、捕收剂用量、铜硫分离CaO用量及磨矿细度)和工艺流程试验(扫选次数和精选次数),最终采用了"阶段磨矿-混合浮选-铜硫分离"的浮选工艺,粗选磨矿细度为-0.074 mm 58.13%,矿浆的pH值约为6,添加100 g/t的硫酸铜为活化剂,采用丁基黄药和丁胺黑药为组合捕收剂,用量为300 g/t(丁基黄药:丁胺黑药=2∶1),铜硫分离的磨矿细度为-0.045 mm 82.45%,石灰的添加量为2 kg/t,采用一次粗选、两次扫选和三次精选的工艺流程可实现铜、金和硫的有效回收。闭路试验结果表明:铜精矿品位为19%左右,含金约9.5 g/t;铜和金的选矿回收率分别为Cu 78.16%和Au 50.90%。试验所采用的浮选工艺流程简单,生产成本低。可为下一步铜选厂的建设提供技术参考和决策依据。

关键词:低品位铜金矿石;阶段磨矿;混合浮选;铜硫分离
doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2017.04.011
中图分类号:TD952　**文献标志码**:A　**文章编号**:1000-6532(2017)04-0052-06

我国的铜矿资源丰而不富,铜矿资源仍是国内短缺的矿种。随着国民经济的迅速发展,矿产资源的不断开发利用,矿石资源日益趋向贫、细、杂,以致常规的浮选方法越来越难以适应矿石性质的变化[1,3]。低品位复杂难选铜硫矿就是其中的一种。由于铜硫矿石中除了硫化铜矿物和脉石矿物外,还含有硫化铁矿物。硫化铁矿物难于抑制,需要细磨硫矿铁物至单体解离,然后在高碱条件下才能得到有效的抑制[3-5],磨矿作业中新生的细粒级及微细粒级矿物势必会造成铜品位和回收率难以同时得到有效控制。因此,铜硫分离成为铜硫矿石处理的主要矛盾和难点。

本文在矿石性质研究的基础上,进行了详细的选矿试验研究,最终确定以丁基黄药和丁胺黑药为组合捕收剂,采用了阶段磨矿-混合浮选-铜硫分离工艺,解决了嵌布粒度不均匀造成的过磨和欠磨问题,实现铜、硫的有效分离。闭路试验获得了铜精矿品位为19%左右,含金约9.5 g/t;铜和金的选矿回收率分别为Cu78%和Au50%的选矿指标。试验所采用的浮选工艺流程简单,生产成本低,可为下一步铜选厂的建设提供技术参考和决策依据。

1　原矿的性质

1.1　原矿多元素化学分析

原矿的主要化学元素分析结果见表1。

表1　原矿主要化学元素分析结果/%

Table 1　Main chemical composition of the raw ore

Cu	Pb	Zn	Fe	S	As
0.501	0.034	0.12	6.8	3.88	0.16
Au*	Ag*	CaO	MgO	Al_2O_3	SiO_2
0.4	<5.0	1.99	2.07	17.46	14.09

* 单位为g/t。

表1结果表明:试样中Cu品位为0.501%,Au的含量达到0.4 g/t,Fe和S的品位分别为6.8%,3.88%;Ag、Pb、Zn的含量都很低,均没有达到综合

收稿日期:2016-04-26
基金项目:云南省应用基础研究计划项目(KKSY201221123)资助
作者简介:付翔宇(1992-),男,硕士研究生,主要从事选矿工艺及资源综合利用研究。

万方数据

回收的价值。试样中 Al_2O_3 和 SiO_2 含量高,分别达到了 17.46% 和 14.09%。因此,该原矿属高铝、高硅含量的低品位铜金矿石。

1.2　原矿的铜物相分析

矿石中铜的赋存状态与下一步工艺流程的制定密切相关。为明确原矿中铜的赋存状态,对原矿进行了铜物相分析,分析结果见表 2。

表 2　铜物相分析结果

Table 2　Results of copper phase analysis

矿物名称	硫酸盐	游离氧化铜	结合氧化铜	硫化物及其他	合计
含量/%	<0.01	<0.01	0.02	0.49	0.51
占有率/%	<1.96	<1.96	0.39	96	100.00

从表 2 的结果可以看出,铜的赋存状态相对简单,铜矿物基本上为硫化铜矿物,其占有率近 96%。这部分硫化铜矿物可以采用浮选来回收;结合氧化铜分布率约 4%,在目前的技术条件下,这部分铜很难被回收利用。

2　结果及分析

2.1　混合浮选试验研究

基于原矿中铜矿物基本上为硫化铜矿物,金主要伴生在硫化矿中,为有效地实现铜和金的回收,首先采用"混合浮选-铜硫分离"的方案,并进行了浮选条件性试验,以精矿中铜的品位和回收率作为考察原矿浮选指标好坏的标准。

2.1.1　磨矿细度对矿物浮选指标的影响

磨矿细度对选矿指标的影响非常大,对矿石中的铜矿物,磨矿不仅要使矿物达到单体解离的目的,同时不能使矿石泥化而影响分选指标,为此进行了粗选的磨矿细度试验。粗选条件为:H_2SO_4 调节矿浆的 pH 值至 5.5 左右,硫酸铜用量为 100 g/t,捕收剂 150 g/t(丁黄∶丁胺黑药=2∶1),松醇油用量为 50 g/t,磨矿细度对矿物分选指标的影响见图 1。

图 1 结果表明:随着磨矿细度的增加,铜精矿品位上升,铜回收率先增加后减少。当磨矿细度由 -0.074 mm 58.13% 增加 98.56% 时,铜精矿品位提高了 2.18 个百分点。当磨矿细度为 -0.074 mm 86.82% 时,铜精矿品位和回收率分别为 5.31% 和 83.28%,选矿指标相对较好。

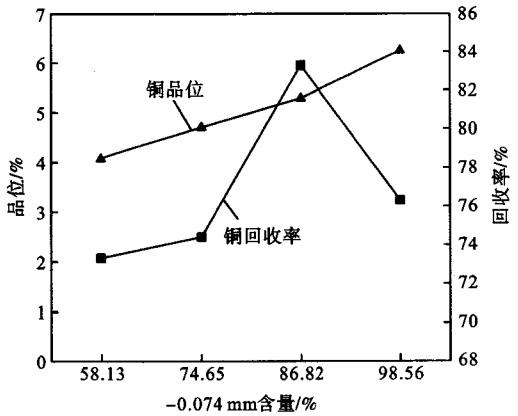

图 1　磨矿细度对矿物浮选指标的影响

Fig. 1　Effect of grinding fineness on the index of mineral flotation

2.1.2　捕收剂用量对矿物浮选指标的影响

试验中采用丁基黄药和丁胺黑药作为铜金矿石的组合捕收剂,考察了组合捕收剂用量对矿物浮选指标的影响,粗选条件为:磨矿 -0.074 mm 86.82%,H_2SO_4 调节矿浆 pH 值至 5.5 左右,硫酸铜用量为 100 g/t,松醇油用量为 50 g/t,试验结果见图 2。

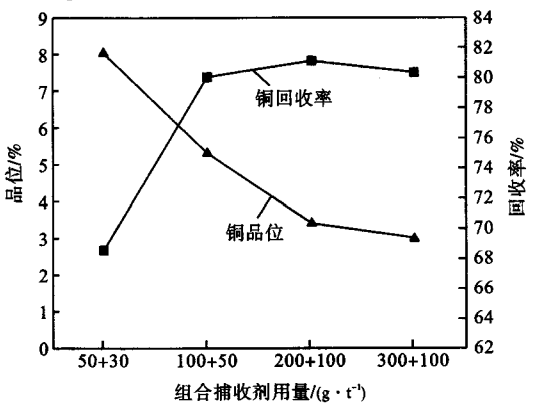

图 2　捕收剂用量对矿物浮选指标的影响

Fig. 2　Effect of collector dosage on the index of mineral flotation

图 2 结果表明,随着组合捕收剂用量的增加,粗精矿中铜的回收率明显增加,铜品位下降。当组合捕收剂用量由 80 g/t 增加到 300 g/t,铜回收率提高了 12.65 个百分点。进一步提高组合捕收剂的用量,浮选指标变化不大。比较理想的组合捕收剂用量为 300 g/t(丁黄∶丁胺黑药=2∶1)。

2.1.3　扫选次数对矿物浮选指标的影响

为提高铜的回收率,进行了扫选次数试验,浮选流程及药剂制度见图 3,试验结果见表 3。

万方数据

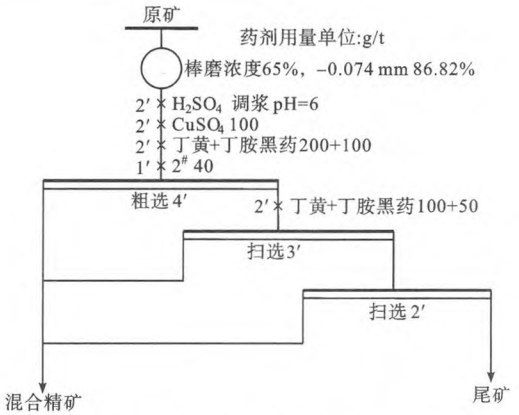

图 3　扫选试验流程

Fig. 3　Flowsheet of scavenging flotation test

表 3　扫选次数试验结果

Table 3　Test results of scavenging times

扫选次数	产品名称	产率/%	铜品位/%	铜回收率/%
一次	混合精矿	14.56	3.09	88.27
	尾矿	85.44	0.07	11.73
	原矿	100.00	0.51	100.00
二次	混合精矿	15.99	2.86	91.60
	尾矿	84.01	0.05	8.40
	原矿	100.00	0.50	100.00

表 3 中数据表明，一次扫选后，混合精矿铜品位为 3.09%，回收率为 88.27%，二次扫选后，混合精矿产率为 15.99%，铜品位为 2.86%，回收率为 91.60%，尾矿品位降至为 0.05%。因此，为保证铜的回收率，扫选作业选定为二次。

2.1.4　精选次数对矿物浮选指标的影响

粗精矿中铜品位 2.86%，为提高铜品位，需进行精选试验，浮选精选次数对矿物浮选指标的影响结果见表 4，浮选流程及药剂制度见图 4。

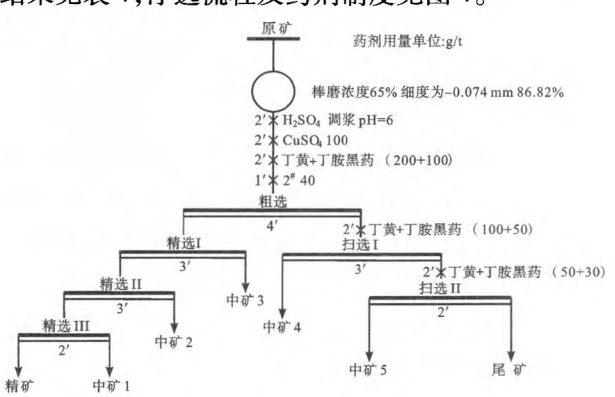

图 4　精选试验流

Fig. 4　Flowsheet of cleaning flotation test

表 4 中数据表明，粗精矿分别进行一次、两次、三次精选后，精矿的品位分别为：8.94%、11.25% 和 13.94%；回收率为 69.40%、63.01% 和 54.92%。精矿品位偏低。经镜下观察并结合试样工艺矿物学分析认为，铜矿物嵌布粒度较细，黄铁矿及贫连生体多的富集是造成精矿铜品位偏低的主要原因。

表 4　精选次数试验结果

Table 4　Test results cleaning times

产品名称	产率/%	累积产率/%	铜品位/%	累积品位/%	回收率/%	累计回收率/%
精矿	1.97	1.97	13.94	13.94	54.92	54.92
中 1	0.83	2.80	4.87	11.25	8.08	63.01
中 2	1.08	3.88	2.96	8.94	6.39	69.40
中 3	3.97	7.85	1.38	5.12	10.96	80.36
中 4	3.71	11.56	0.66	3.69	4.90	85.26
中 5	1.77	13.33	0.24	3.23	0.85	86.11
尾矿	86.67	100.00	0.08	0.50	13.89	100.00
合计	100.00		0.50		100.00	

2.2　铜硫分离试验研究

2.2.1　粗精矿再磨中 CaO 用量试验

鉴于选厂现有的浮选流程，在混合浮选方案中，为增加铜矿物的单体解离度，强化铜硫分离过程，进行了原矿粗磨浮选，粗精矿再磨试验。粗精矿再磨时加入石灰。粗精矿磨矿细度为 -0.045 mm 82.45% 下，考察了 CaO 用量对精选作业的影响，结果见表 5。

表 5　粗精矿再磨试验结果（CaO 用量）

Table 5　Results of the coarse concentrate flotation after regrinding（CaO dosage）

CaO 用量/(kg·t^{-1})	产品名称	产率/%	品位/% Cu	品位/% Au*	回收率/% Cu	回收率/% Au
0.6	精矿	1.62	17.80	8.92	57.67	36.13
	尾矿	98.38	0.22	0.26	42.33	63.87
	原矿	100.00	0.50	0.40	100.00	100.00
1.5	精矿	1.31	21.00	9.86	55.02	32.29
	尾矿	98.69	0.23	0.27	44.98	67.71
	原矿	100.00	0.50	0.40	100.00	100.00
2	精矿	1.14	23.42	11.05	53.40	31.49
	尾矿	98.86	0.24	0.28	46.60	68.51
	原矿	100.00	0.50	0.40	100.00	100.00
2.5	精矿	0.96	24.36	11.42	46.77	27.41
	尾矿	99.04	0.27	0.29	53.23	72.59
	原矿	100.00	0.50	0.40	100.00	100.00

* 单位为 g/t。

表 5 数据表明：CaO 用量的增加有利于精矿中铜、金品位的提高，但铜、金回收率随 CaO 用量的增

万方数据

加而减少。在粗精矿磨矿细度为 -0.045 mm 82.45% 下,CaO 用量从 0.6 kg/t 增加到 2.5 kg/t,铜品位从 17.80% 增加到 24.36%;金品位从 8.92 g/t 增加到 11.42 g/t。综合考虑浮选指标,CaO 的用量为 2 kg/t 是比较合适。此时,精矿中铜品位达到了 23.42%,金含量为 11.05 g/t,回收率分别为 53.40% 和 31.49%。

粗精矿再磨时加入石灰,使得石灰与黄铁矿充分接触和作用,增强了石灰的抑制效果,即强化了后续铜硫浮选分离过程。这可能是精矿铜品位提高的主要原因之一[6-8]。

2.2.2　粗精矿再磨中磨矿细度试验

为提高粗精矿中铜矿物的单体解离,提高精选作业的铜品位,粗精矿再磨时加入石灰 2 kg/t,考察了粗精矿再磨中磨矿细度对浮选指标的影响,结果见表 6。

表 6　粗精矿再磨中磨矿细度对浮选的影响试验流程

Table 6　Effect of grinding fineness on the flotation index of coarse concentrate

磨矿细度	产品名称	产率/%	品位/% Cu	品位/% Au*	回收率/% Cu	回收率/% Au
-0.074 mm 58.13%	精矿	2.93	9.26	5.92	54.26	43.36
	尾矿	97.07	0.24	0.23	45.74	56.64
	原矿	100.00	0.50	0.40	100.00	100.00
-0.074 mm 98.45%	精矿	1.52	19.03	9.06	57.85	34.43
	尾矿	98.48	0.21	0.27	42.15	65.57
	原矿	100.00	0.50	0.40	100.00	100.00
-0.045 mm 82.45%	精矿	1.23	22.52	10.55	55.4	32.44
	尾矿	98.77	0.23	0.27	44.6	67.56
	原矿	100.00	0.50	0.40	100.00	100.00

* 单位为 g/t。

从表中数据可以得出:粗精矿磨矿细度的增加有利于精矿中铜、金品位的提高,但铜、金回收率随粗精矿磨矿细度的增加而减少。在 CaO 用量 2 kg/t 下,粗精矿磨矿细度从 -0.074 mm 58.13%(即不磨直接精选)增加 -0.045 mm 82.45%,铜品位从 9.26% 增加到 22.52%;金品位从 5.92 g/t 增加到 10.55 g/t。综合考虑浮选指标,粗精矿磨矿细度为 -0.045 mm 82.45% 时比较合适。此时,精矿中铜品位达到了 22.52%,金含量为 10.55 g/t,回收率分别为 55.40% 和 32.44%。通过粗精矿再磨后增加铜矿物的单体解离度,即强化了后续铜硫浮选分离过程。这可能是精矿铜品位提高的主要原因之一。

2.3　开路试验

原矿磨矿至 -0.074 mm 58.13%。粗精矿磨矿至 -0.045 mm 82.45%,粗精矿磨矿前加入石灰 2 kg/t,进行一粗两扫三精作业开路试验,药剂制度同图 4,结果见表 7。

表 7　混合浮选开路试验结果

Table 7　Results of open circuit test of mixed flotation

产品名称	产率/%	累积产率/%	铜品位/%	累积品位/%	回收率/%	累计回收率/%
精矿	1.32	1.32	21.58	21.58	55.85	55.85
中 1	0.87	2.19	9.8	16.90	16.72	72.57
中 2	1.37	3.56	2.01	11.17	5.40	77.97
中 3	5.16	8.72	0.45	4.83	4.55	82.52
中 4	1.86	10.58	0.48	4.06	1.75	84.27
中 5	1.57	12.15	0.24	3.57	0.74	85.01
尾矿	87.85	100.00	0.087	0.51	14.99	100.00
合计	100.00		0.51		100.00	

表 7 数据表明,精矿铜品位达到了 21.58%,回收率为 55.85%。尾矿品位 0.087%,损失的回收率为 14.99%。5 种中矿的铜累计回收率近 30%,尤其是中矿 1 的金属量比较大,品位为 9.8%,回收率为 16.72%,因此,在上述浮选流程及药剂制度下,闭路试验中矿的铜矿物能否有效得到回收将直接影响浮选的最终指标。

2.4　闭路试验

在开路试验的基础上,进行了闭路试验,闭路试样的流程及药剂制度见图 7。试验结果见表 8。

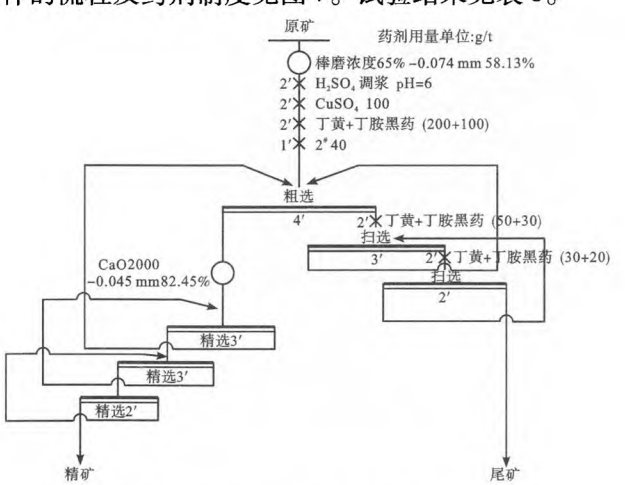

图 7　混合浮选闭路试验流程

Fig. 7　Flow chart of closed circuit test of mixed flotation

从表 8 可以看出,当原矿铜品位 0.52%,含金 0.4 g/t,阶段磨矿经一粗两扫三精作业,中矿顺序返回的闭路流程后,精矿铜品位为 19.01%,铜回收

万方数据

率为 78.16%；金品位 9.485 g/t，金回收率为 50.90%，与开路流程的浮选相比，铜品位下降比较明显，闭路流程中精选矿浆浓度的提高，粗精矿再磨中大量细粒级矿物影响精选的分选效率，这可能是造成精矿品位下降的主要原因。

表 8 闭路流程试验结果

Table 8 Results of closed circuit test

产品名称	产率/%	铜品位/%	金品位/(g·t^{-1})	铜回收率%	金回收率%
精矿	2.12	19.01	9.485	78.16	50.80
尾矿	97.88	0.12	0.195	21.84	49.10
合计	100.00	0.52	0.40	100.00	100.00

3 结 论

通过某低品位硫化铜矿铜硫分离试验研究，得出以下结论。

(1)原矿性质研究结果表明，原矿铜品位 0.501%，含金 0.4 g/t，硫品位 3.88%。铜矿物以硫化铜为主，占总铜的 96%，铜矿物嵌布粒度较细，且与黄铁矿致密共生，属高铝、高硅含量的低品位铜金矿石。

(2)浮选条件试验研究结果表明：粗选磨矿细度为-0.074 mm 86.82%，硫酸调节矿浆的 pH 值至 5~6，$CuSO_4$用量为 100 g/t，采用丁基黄药和丁胺黑药作为组合捕收剂，用量为 300 g/t(丁黄：丁胺黑药=2：1)。

(3)扫选次数对矿物浮选指标的影响表明：二次扫作业比较合适，扫选产品与粗选产品的混合精矿铜品位为 2.86%，回收率为 91.60%。三次精选后精矿的品位为 13.94%，回收率 54.92%。铜矿物嵌布粒度较细，黄铁矿及贫连生体多的富集是造成精矿铜品位偏低的主要原因；铜硫分离试验中适宜的磨矿细度为-0.045 mm 82.45%，CaO 用量为 2 kg/t。

(4)阶段磨矿-混合浮选-铜硫分离开路试验结果表明，精矿铜品位达为 21.58%，回收率为 55.85%。闭路中精矿铜品位为 19.01%，铜回收率为 78.16%%；金品位 9.485 g/t，金回收率为 50.90%。精选矿浆浓度的提高，粗精矿再磨中大量细粒级矿物影响了精选的分选效率，这可能是造成精矿品位下降的主要原因。

参考文献：

[1]邱廷省，徐其红，匡敬忠，等. 某复杂硫化铜矿铜硫分离试验研究[J]. 矿冶工程，2011，31(2)：51-54.

[2]杨玮，覃文庆，张建文. 云南某硫化铜矿浮选试验研究[J]. 金属矿山，2009(9)：100-103.

[3]王晓慧，梁友伟，张丽军. 云南某铜铅锌多金属硫化矿石浮选试验[J]. 金属矿山，2015(10)：80-84.

[4]廖雪珍，赵国育. 铜矿石浮选技术及进展[J]. 甘肃有色金属，2001(4)：23-32.

[5]李崇德，董家辉，詹健. 铜快速一开路优先浮选永平铜矿石的试验研究[J]. 铜业工程，2005(3)：22-25.

[6]欧乐明，冯其明，陈建华，等. 低碱度铜硫分离新工艺工业应用[J]. 湖南有色金属，2001(3)：9-13.

[7]匡敬忠，李永峰，刘德华. 铜硫分离中抑制剂的应用[J]. 矿物加工与资源利用，2013(10)：51-54，121.

[8]蔡振波，刘亮，吕炳军. 江铜集团某铜矿低碱度铜硫分离工艺研究[J]. 现代矿业，2009(3)：97-99.

[9]彭俊波. 城门山铜矿低碱度铜硫分离试验研究[J]. 有色金属：选矿部分，2011(1)：19-23.

Experimental Study on Separation of Copper and Sulfur from a low grade cooper-bearing gold ore

Fu Xiangyu[1], Wu Meng[1], Li Chunlong[1], Wen Shuming[1,2], Bai Shaojun[1,2]

(1. State Key Laboratory of Complex Nonferrous Metal Resources Clean Utilization, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan, China;

2. Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan, China)

Abstract: Copper resource in China is abundant, but the quality of this copper resources is unsatisfactory and the copper resources is still a shortage minerals resources in domestic. Realizing the efficient development and full use of low grade copper ore resources has vital significance for the stable development of copper industry economy in our country. Copper sulfur flotation separation was studied from a low grade cooper-bearing gold ore, in which the grade

(下转 51 页)

万方数据

墨中的应用[J]. 中国造纸,2007,26(12):23-25.
[13]田喜强,董艳萍,赵东江,等. 纳米铁酸锰的合成及其在污水处理中的应用[J]. 工业水处理,2010,30(12):70-73.
[14]YANG S T, Robert P, Adam R, et al. Nanoparticle flotion collectors: Mechanisms behind a new technology[J]. Langmuir,2011,27(17):10438-10446.
[15]YANG S T, Robert P. Nanoparticle flotation collectors II: The role of nanoparticle hydrophobicity [J]. Langmuir, 2011,27(18):11409-11415.
[16]YANG S T, Robert P, Miles M, et al. Nanoparticle flotation collectors III: The role of nanoparticle diameter[J]. ACS Applied Material Interfaces,2012,4(9):4882-4890.
[17]YANG S T, Robert P, Carla A, et al. Towards nanoparticle flotation collectors for pentlandite separation[J]. International Journal of Mineral Processing 2013,123:137-144.
[18] YANG S T. NANOPARTICLE FLOTATION COLLECTORS. [D], Canada, McMaster University, 2011. 11.
[19]Firat KARAKAS, Behzad VAZIRI HASSAS. Effect of surface roughness on interaction of particles in flotation[J]. Physicochem. Probl. Miner. Process,2016,52(1):18-34.
[20]王群,钱瑜,府寿宽,等. 不同尺寸(0.02-0.5μm)单分散聚苯乙烯乳液微球的制备[J]. 功能高分子学报,1993,6(1):12-20.
[21]单分散聚苯乙烯微球的表面电性及自组装的研究[D]. 上海:华东师范大学,2007. 6-7.

Research on Polystyrene Nanoparticles as a New Collector in Coal Flotation

Cao Mingqiang, Wang huaifa
(College of Mining Technology, Taiyuan University of Technology, Taiyuan, Shanxi, China)

Abstract: Two kinds of polystyrene nanoparticles (latex) synthesized by emulsion polymerization was used as flotation collectors for different rank coal flotation, and was compared with kerosene collecting performance in paper. Experimental results indicate that the synthesized polystyrene nanoparticle has better flotation performance for different floatability coals than that of conventional flotation collector. Cationic polystyrene nanoparticles (latex) performs better than that of anionic nanoparticles, which is better than kerosene. The contact angle measurement and the scanning electron microscopy (SEM) measurement was done on the before and after the action of the kerosene and the latex of coal sample. The mechanism of nanoparticle as flotation collector is also discussed in paper. The test result has declared for a new trend of coal flotation collector development.

Keywords: Polystyrene; Nanoparticles; Coal flotation collector; SEM

(上接 56 页)

of cooper, gold and sulfur were 0.501%, 0.4 g/t and 3.88% respectively. The Cooper minerals were mainly in the form of copper sulfide, which reached 96% of the total copper. Mosaic size of cooper minerals in it was quite fine, and occurred together dense with pyrite. Based on detailed experiments of flotation condition (including grinding fineness, collector dosage, CaO dosage and grinding fineness during copper sulfur flotation separation) and flow sheet test of technology (including scavenging times and cleaning times). Following results were obtained: the grinding fineness of roughing was 58.13% below 75 μm, the slurry pH value is about 6 with 100 g/t of copper sulfate as the activator, using butyl xanthate and butyl amine black reagent for combination collector with a dosage of 300 g/t (butyl xanthate: butyl amine black reagent = 2 : 1), the grinding fineness of copper and sulphur separation was 82.45% below 45 μm with 2 kg/t of lime as the depressor and adopting a roughing, twice scavenging and three times of cleaning processing. The flotation process of" stage grinding-mixed flotation-copper sulfur separation" was finally adopted to realize the effective recovery of copper, gold and sulfur. Closed circuit test results showed that the grade of copper concentrate was about 19%, the content of gold was about 9.5 g/t and the recovery of copper and gold were Cu78% and Au50% respectively. This flotation process is simple and the production cost is low, which can be provided for technical reference and decision-making basis for the next step construction of copper plant.

Keywords: Low grade cooper-bearing gold ore; Stage grinding; Mixed flotation; Copper sulfur separation.

万方数据