

云南永善铜矿浮选试验研究

张晋禄,戈保梁,李青,伏彦雄
(昆明理工大学,云南 昆明 650093)

摘要:云南永善铜矿含铜0.503%,氧化率为23.46%,其中结合氧化铜占11.53%,属低品位混合铜矿。针对矿石性质进行了浮选试验研究,确定了适合于处理该矿石的最佳的浮选流程和条件。研究表明,以黄药为捕收剂,2[#]油为起泡剂,硫化钠为活化剂,水玻璃为抑制剂,Na₂CO₃为pH调整剂,采用一次粗选一次扫选四次精选的浮选流程获得了铜精矿品位为23.27%、回收率为87.43%的指标,为该矿的开发利用提供技术依据。

关键词:混合铜矿;浮选;品位;回收率

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2014.05.007

中图分类号:TD952 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2014)05-0026-04

我国的铜矿品位一般较低,斑岩铜矿床平均品位一般仅达0.5%左右,铜矿品位大于1%的储量只占总储量的35%左右,平均品位仅为0.87%,远低于智利、赞比亚等国的铜矿品位^[1-3]。随着含铜富矿的日益减少,贫矿的研究和开发已受到人们的高度重视。

目前处理含自然铜的混合铜矿的选矿方法主要有浮选法以及化学选矿法。浮选法常用于处理细粒及微细粒的铜矿物,可获得高质量的精矿及回收率。化学选矿法对硅孔雀石、赤铜矿等氧化铜矿的回收效果较好,但存在选矿成本高、处理工艺复杂等不足。因此,浮选法回收铜仍是主要的铜回收方法。

1 矿石性质

矿石中铜矿物主要以黄铜矿为主,含有部分的自然铜、孔雀石、蓝铜矿,并含有少量的辉铜矿、斑铜矿、赤铜矿。脉石矿物主要以石英为主,含有少量的白云石、绢云母、绿泥石等矿物。黄铜矿多为不规则粒状分散体和集合块体,嵌布粒度为0.001~0.01mm,以细粒为主。石英是矿物中的主要脉石矿物,常呈它形晶粒状结构,其粒度一般在0.05~0.2mm之间,粒度变化较大。原矿多元素分析结果见表1,原矿铜物相分析结果见表2。

表1 原矿多元素分析结果/%

Table 1 Analysis results of multi-elements of the ore

Cu	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TFe	MgO	CaO
0.501	52.12	12.68	16.35	2.86	6.50
MnCO ₃	S	FeTiO ₃	TiO ₂	NiO	MnO
2.48	2.67	1.23	1.17	0.86	0.57

结果表明,矿石中可供利用的元素为铜,其品位仅为0.501%,SiO₂的含量最高,达52.12%,Al₂O₃的含量占12.68%,TFe的含量占16.35%,并含有少量的CaO、MgO、MnCO₃和S等。

表2 原矿铜物相分析结果

Table 2 Analysis results of copper phase

名称	惰性硫化铜	活性硫化铜	游离氧化铜	结合氧化铜	总计
含量/%	0.366	0.019	0.06	0.058	0.503
分布率/%	72.76	3.78	11.93	11.53	100.00

由表2可知,铜矿物中绝大部分为惰性硫化铜,即主要以硫化铜形式存在,其分布率占了铜金属率的72.76%,以氧化铜形式存在的铜(包括游离氧化铜和结合氧化铜)其分布率占了铜金属率的23.46%,活性硫化铜含量很少,仅占3.78%。

2 试验研究及结果

由于硫化铜矿中黄铜矿、自然铜(惰性硫化

收稿日期:2014-03-04;改回日期:2014-04-04

作者简介:张晋禄(1991-),男,在读研究生,主要从事矿物加工工程浮选理论与工艺研究。

铜)、辉铜矿的可浮性很好,氧化铜矿中含有的孔雀石、蓝铜矿等矿物的可浮性相对较差,因此对于这一含有多种类型铜矿物的矿石,若仅采用以浮硫化铜为主体的浮选工艺,显然不能适用于难选铜矿物的回收,必须建立适用于多种铜矿物的浮选工艺体系,方能适应矿石性质多变的形势,否则难以达到理想的技术指标。为了简化试验流程,减少投资成本,本试验采用混合浮选法,即同时选别硫化铜矿物和氧化铜矿物。^[4-6]值得注意的是,矿石中有些物质(碳质)可浮性很好,它们极易被浮选而影响铜精矿的品位。为此,浮选时首先将它们剔除然后进行铜的浮选。粗选条件试验流程见图 1。

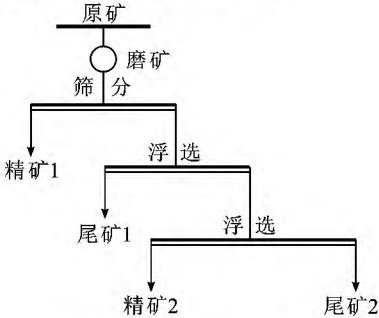


图 1 粗选条件试验流程

Fig. 1 The flowsheet of roughing condition test

2.1 磨矿细度试验

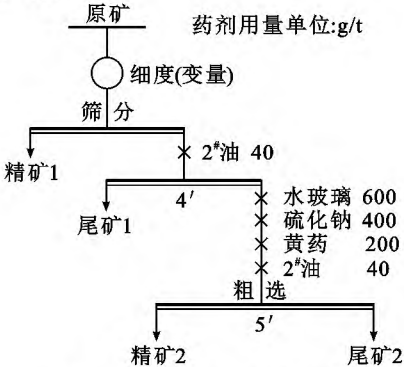


图 2 磨矿细度试验流程

Fig. 2 The flowsheet of grinding fineness test

试验对 60%、70%、85%、90%、95% 的细度进行了考察,并在入选前对 60%、70%、85% 细度的磨矿产品用 0.25mm 分样筛 90%、95% 细度的则用 0.15mm 分样筛筛除粗大颗粒作为精矿 1。筛下部分先加 2#油浮出易浮物作为尾矿 1,槽中物进一步浮选出目的矿物。药剂制度为:水玻璃用量 600g/t,硫化钠用量 400g/t,黄药用量 200 g/t,2#油用量 40 g/t。流程见图 2,结果见表 3。

表 3 磨矿细度试验结果

Table 3 Test results of grinding fineness

-0.074mm 含量/%	产品 名称	产率 /%	品位 /%	回收率/%	
				个别	作业
60	精矿 1	0.30	55.89	30.94	
	精矿 2	5.86	3.95	42.35	61.32
70	精矿 1	0.30	51.87	28.89	
	精矿 2	7.05	4.12	53.09	74.66
85	精矿 1	0.24	61.49	26.65	
	精矿 2	7.52	4.11	56.45	76.96
90	精矿 1	0.33	46.03	28.15	
	精矿 2	6.60	4.71	56.87	79.15
95	精矿 1	0.31	50.01	28.58	
	精矿 2	6.68	4.54	55.43	77.61

表 3 的研究结果表明,磨矿细度增加,精矿 2 的品位先升高后降低,当磨矿细度为-0.074mm 时精矿 2 的品位、作业回收率均较高;当磨矿细度继续提高到 95% 时,精矿 2 的品位、作业回收率都略有降低。表明了当磨矿细度为-0.074mm 用矿物已充分单体解离,继续提高磨矿细度,产生的矿泥会恶化浮选过程,使精矿 2 的品位下降。

2.2 硫化钠用量试验

孔雀石为该矿石中的主要氧化铜矿物,必需对该部分矿石进行活化,从而提高其可浮性。硫化钠由于其生成原料来源广泛,价格低廉,是氧化铜硫化浮选时最常用的硫化剂。硫化后的氧化铜矿,采用黄药类捕收剂即可实现对其浮选。试验中以硫化钠为氧化铜矿物的活化剂,探究硫化钠的用量对浮选结果的影响。试验结果见表 4。

表 4 硫化钠用量试验结果

Table 4 Test result of sodium sulfide dosage

硫化钠用量 /(g·t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位 /%	回收率/%	
				个别	作业
0	精矿 1	0.41	44.66	33.47	
	精矿 2	6.17	3.94	44.44	66.80
200	精矿 1	0.43	42.94	33.76	
	精矿 2	6.13	4.05	45.40	68.54
400	精矿 1	0.40	42.55	31.12	
	精矿 2	6.41	4.15	48.62	70.59
600	精矿 1	0.39	46.13	32.89	
	精矿 2	5.92	3.98	43.07	64.18

从表 4 可以看出,硫化钠用量增加,所得精矿 2 中铜的品位和作业回收率先升高后降低,这主要是

由于矿石中游离的氧化铜矿物在经过硫化钠硫化后可浮性得到了很大的提高,当硫化钠用量过大时,对部分硫化铜矿物和被活化过的氧化铜矿物产生一定的抑制作用。硫化钠的用量为 400g/t 时,可获得较高的铜精矿品位和回收率。

2.3 抑制剂试验

原矿中的主要脉石矿物为石英和白云石。在浮选的过程中,为了有效的抑制脉石矿物,进行了抑制剂种类用量试验。根据试验研究,水玻璃的用量为 600g/t 对脉石矿物的抑制效果最好。因此,在该试验中,将水玻璃的用量为定值,考察水玻璃与 CMC 做组合抑制剂,CMC 的最佳用量。试验结果见表 5。

表 5 抑制剂试验结果

Table 5 Test results of depressant dosage

CMC 用量 /(g · t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位 /%	回收率/%	
				个别	作业
0	精矿 1	0.39	46.03	33.15	
	精矿 2	6.58	3.98	47.87	71.61
100	精矿 1	0.44	41.24	32.88	
	精矿 2	6.33	4.01	46.43	69.18
200	精矿 1	0.41	42.71	32.06	
	精矿 2	6.03	4.12	45.43	66.87
300	精矿 1	0.40	38.97	28.66	
	精矿 2	5.80	4.18	44.33	62.14

从表 5 可以看出,随着 CMC 用量的增加,精矿 2 的品位会逐渐升高,但精矿 2 的作业回收率逐渐降低,当 CMC 用量为 300g/t 时,其作业回收率比不加时降低近 9%。说明抑制剂 CMC 在抑制石英、白云石等脉石矿物的同时也对部分铜矿物产生抑制作用,使精矿 2 的品位有所提高,但精矿 2 的作业回收率逐渐降低。

2.4 捕收剂试验

2.4.1 捕收剂种类选择试验

对含自然铜矿石的浮选,大多采用常规的捕收剂,如黄药、黑药、腈酯等。为了提高浮选指标,在相同的粗选试验条件下,进行了丁基黄药、25[#]黑药、丁基黄药与 25[#]黑药组合使用的捕收剂种类试验。试验结果见表 6。

表 6 表明,25[#]黑药不仅没能良好地捕收目的矿物,反倒将一部分易浮的脉石浮选到了精矿当中,导致精矿 2 的品位低,作业回收率也不高,25[#]黑药与丁基黄药混合使用的效果介于二者之间,但指标仍然很差,然而单独使用丁基黄药,精矿 2 的品位以及作业回收率明显优于二者。

表 6 捕收剂种类对比试验结果

Table 6 Test result of different collectors

药剂名称及 用量/(g · t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	精矿品位 /%	回收率/%	
				个别	作业
丁基黄药 200	精矿 1	0.43	46.03	36.15	
	精矿 2	6.64	4.11	49.87	78.06
25 [#] 黑药 200	精矿 1	0.31	54.35	31.08	
	精矿 2	10.73	2.34	45.91	66.61
丁基黄药 100 + 25 [#] 黑药 100	精矿 1	0.36	48.43	31.54	
	精矿 2	8.00	3.24	47.41	69.25

2.4.2 捕收剂用量试验

捕收剂种类选择试验表明,单独使用丁基黄药更适合该矿石的选别。因此,我们进行了黄药的用量试验。其试验条件如下:磨矿细度 -0.074mm 90%,水玻璃用量 600 g/t,硫化钠用量 400g/t,2[#]油用量 40 g/t。其结果见表 7。

表 7 丁基黄药用量试验结果

Table 7 Test results of butyl xanthate dosage

丁基黄药 用量/(g · t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位 /%	回收率/%	
				个别	作业
100	精矿 1	0.34	49.21	30.21	
	精矿 2	6.00	4.11	45.05	64.55
150	精矿 1	0.32	58.45	33.88	
	精矿 2	5.80	4.56	48.36	73.14
200	精矿 1	0.40	46.03	34.06	
	精矿 2	5.53	4.89	49.43	74.96
250	精矿 1	0.37	51.20	34.17	
	精矿 2	6.13	4.41	49.45	75.12
300	精矿 1	0.47	42.98	36.60	
	精矿 2	6.38	4.13	48.14	75.93

从表 7 中可以看出,随着丁基黄药用量的增加,精矿 2 的作业回收率逐渐增加,精矿 2 的品位则升高后降低,当丁基黄药用量为 200g/t 时,精矿 2 含铜 4.89%,作业回收率达到 74.96%。表明了随着丁基黄药用量的增加,部分脉石矿物会进入精矿中,使得精矿 2 的品位先升高后降低。

2.5 闭路试验

为了找出中矿返回对浮选指标的影响,调整由于中矿循环而引起药剂用量的变化,考察中矿矿浆带来的矿泥或可溶性物质是否累积起来并妨碍浮选,进行了闭路试验。采用一次粗选、一次扫选、四次精选的浮选流程,试验流程见图 3,结果见表 8。

表 8 闭路试验结果
Table 8 Result of closed-circuit test

产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
精矿 1	0.39	53.27	37.98
精矿 2	1.68	16.18	49.45
总精矿	2.07	23.27	87.43
尾矿 1	6.87	0.22	2.76
尾矿 2	91.06	0.06	9.81
总尾矿	97.93	0.07	12.57
原矿	100.00	0.547	100.00

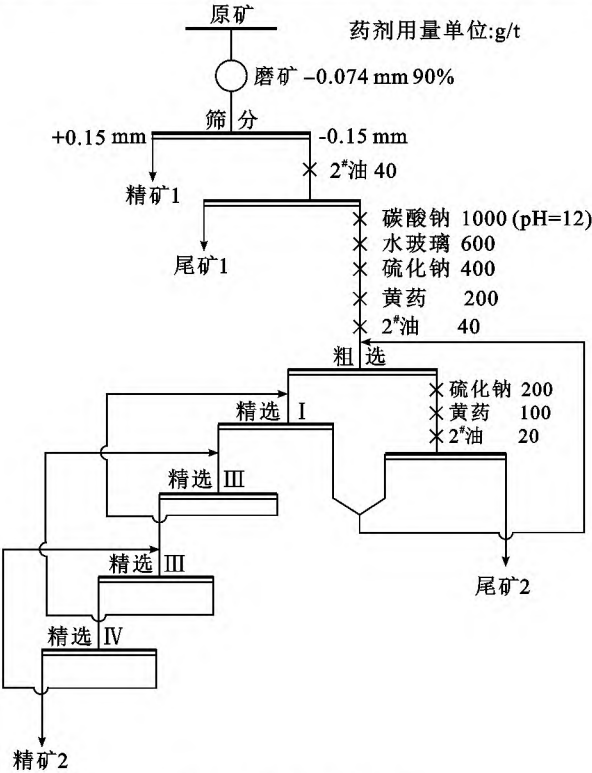


图 3 闭路试验流程

Fig. 3 The flowsheet of closed-circuit test

由表 8 闭路试验结果显示,在该工艺流程及药剂条件下,最终获得品位为 23.27%、回收率为 87.43% 的铜精矿以及品位为 0.07% 的尾矿。

3 结 论

(1)原矿铜矿物主要以黄铜矿为主,含有部分的自然铜、孔雀石、蓝铜矿,并含有少量的辉铜矿、斑铜矿和赤铜矿,石英为其主要的脉石矿物。铜品位为 0.503%,氧化率为 23.46%。

(2)经过一次粗选一次扫选四次精选的浮选流程,在磨矿细度-200 目 90%、水玻璃 600g/t、Na₂CO₃ (pH=12)、硫化钠 400 g/t、黄药 200g/t、2[#]油 40g/t 的浮选条件下,获得了铜精矿品位为 23.27%、回收率为 87.43% 的较好指标。

(3)此铜矿的抑制剂选用水玻璃。一般情况下,CMC 对石英、方解石等脉石矿物具有很好的抑制作用,能很好的提高精矿的品位。但 CMC 在抑制本矿石中的脉石矿物时,对铜矿物也有抑制作用,在今后的研究或生产中应引起注意。

参考文献:

[1] 高永璋,张寿庭. 中国铜矿矿产资源主要特点[J]. 矿床地质,2010,29(2):743-745.
[2] 刘殿文,张文彬,文书明. 氧化铜矿浮选技术[M]. 北京:冶金工业出版社,2009.
[3] 周延熙,徐晓军. 有色金属矿产资源的开发及加工技术(选矿部分)[M]. 昆明:云南科技出版社,2000.
[4] 胡为柏. 浮选[M]. 北京:冶金出版社,1982.
[5] 叶国华. 云南德钦羊拉难选铜矿浮选工艺研究[D]. 昆明:昆明理工大学,2007.
[6] 聂琪,戈保梁,杨晶. 低品位细粒嵌布混合铜矿选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用,2011(1):40-43.

Research on Flotation of Yunnan Yongshan Copper Ore

Zhang Jinlu, Ge Baoliang, Li Qing, Fu Yanxiong

(Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan, China)

Abstract: The grade of Cu taken from Yunnan Yongshan mixed copper ore is 0.503%, the oxidation rate of the copper is 23.46%, and the combined copper oxide accounts for 11.53%. Flotation tests were conducted to recover the copper and determined the optimum flotation flowsheet. According to the test results, the suitable flotation flowsheet was: three one roughing, one scavenging and four cleaning by using meanwhile xanthate as collector, 2[#] oil as frother, sodium sulfide as activating agent, the sodium silicate as depressant and Na₂CO₃ as pH modifying agent, respectively. The obtained concentrate contained 23.27% Cu with the recovery of 87.43%, which provides technological reference for the exploitation of the ore.

Keywords: Mixed copper ore; Flotation; Grade; Recovery