

# 提高铜及伴生金回收率选矿实践

余厚福

(江西铜业公司 银山矿业有限责任公司,江西 上饶 334200)

**摘要:**在含金硫化铜矿石的选矿过程中采用两段磨矿,一段磨矿至 $\leq 0.074\text{ mm} \geq 65\%$ 进行铜硫混选作业,铜硫混合浮选产出的混合精矿分级再磨至 $\leq 0.045\text{ mm} \geq 85\%$ 进行铜硫分离作业.一段磨矿通过调整磨机补加钢球的球径配比,二段磨矿采用立磨机代替传统球磨机,提高磨矿效率,优化磨矿产品粒级分布,在选别过程中采用MA-1和MOS联合捕收剂代替黄药,铜硫分离作业降低石灰用量,使用选择性较好的Z200做为捕收剂,结合浮选柱液位调整精矿品位,有效提高铜及伴生金的回收率,充分利用资源,提高企业经济效益.

**关键词:**两段磨矿;联合捕收剂;磨矿细度;补球制度;立磨机;浮选柱液位;回收率;伴生金

**中图分类号:**TD921.4 **文献标志码:**A **文章编号:**1672-9102(2015)02-0050-05

## Practice of improving the recovery of copper and associated gold beneficiation

YU Houfu

(Yinshan Mining Co. Ltd, Jiangxi Copper Company, Shangrao 334200, China)

**Abstract:** In the gold-bearing sulfide copper ore beneficiation process in the two-stage grinding, some grinds to  $\leq 0.074\text{ mm} \geq 65\%$  copper-sulfur mixed electorial operations, mixed copper sulfide flotation concentrate grading output regrinds to  $\leq 0.045\text{ mm} \geq 85\%$  copper-sulfur separation operations. By adjusting the period of grinding ball mill additional ball diameter ratio, Sec grinding adopts legislation to replace the traditional ball mill to improve grinding efficiency, optimizes grinding mineral grain size distribution, and uses MA-in the sorting process 1 and MOS joint collector instead xanthate, copper sulfur separation operations to reduce the amount of lime. It better uses selective flotation as Z200, combines column flotation concentrate grade level adjustment, improves copper and associated gold recovery, and makes full use of resources and improves the economic efficiency of enterprises.

**Key words:** two grinding; joint collector; grinding fineness; complement ball system; vertical mill; flotation column level; recoveries; associated gold

铜是国民经济发展的主要基础原材料,但我国铜资源较少<sup>[1]</sup>.多年来,我国大量进口铜精矿,2008年进口量达到 $519 \times 104\text{ t}$ ,占世界铜精矿贸易量的 $1/3$ <sup>[2]</sup>.黄铜矿是重要的铜矿无,由于黄铜矿常与黄铁矿伴生,因此提高铜硫分离的效果是硫化铜浮选中重要的技术课题<sup>[3]</sup>.银山选矿厂 $6\,500\text{ t/d}$ 铜系统原矿含铜 $0.4\%$ 左右,含金 $0.5\text{ g/t}$ ,自2012年1月份投产以来,不断优化选矿工艺参数,在提高选铜回收率的同时,使伴生金回收率得到极大提高.

### 1 矿物组成

矿物主要由黄铁矿、黄铜矿、硫砷铜矿、砷黝铜矿、少数黝铜矿和闪锌矿组成,脉石主要为石英和绢云

母. 黄铜矿是原矿中主要的铜矿物. 表1和表2为原矿中主要组分和各矿物相对含量.

表1 原矿主要组分分析

元素	Cu	S	Au	Ag	Pb	Zn	As	Sb	Bi
含量	0.426	8.563	0.52	13.8	0.047	0.118	0.176	0.013	0.0067
元素	WO <sub>2</sub>	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	Mn
含量	0.032	10.50	56.38	12.45	0.08	0.42	0.032	2.56	0.044

注: Au, Ag 含量单位: g/t; 其他元素含量单位: %.

表2 主要矿物相对含量

矿物	金属硫化物							脉石及其它					
	黄铜矿	砷黝铜矿	硫砷铜矿	黝铜矿	闪锌矿	方铅矿	黄铁矿毒砂	总量	氧化铁矿物	石英长石	绢云母	其它	总量
含量/%	0.68	0.31	0.20	0.04	0.18	0.04	17.55	19.0	3.50	43.95	31.90	1.65	81.0
占有率/%	3.58	1.63	1.05	0.21	0.95	0.21	92.37	100	4.32	54.26	39.38	2.04	100

## 2 主要矿物嵌布特性

1) 黄铜矿. 黄铜矿呈不规则粒状、网脉状、脉状. 常见黄铜矿被交代黄铁矿和充填于黄铁矿和脉石中. 黄铜矿被黝铜矿、砷黝铜矿交代充填现象十分普遍, 两者嵌布关系十分密切.

2) 金矿物. 粗颗粒自然金呈不规则树枝状, 细颗粒金呈浑圆粒状、不规则粒状、细脉状. 颗粒较细, 一般在 0.004 ~ 0.074 mm 之间. 金矿物主要载体为黄铜矿和黝铜矿. 在散粒状黄铁矿集合体颗粒中见有粒间金.

3) 含砷的铜矿物. 含砷的铜矿物, 砷黝铜矿和黄铜矿的嵌布关系最为密切, 含砷铜矿物充填交代黄铁矿现象十分普遍.

4) 银矿物及含银矿物. 粒度较细, 一般在 20 μm. 银的主要载体为黄铜矿和黝铜矿.

5) 黄铁矿. 黄铁矿被黄铜矿、含砷铜矿物充填交代, 呈碎屑状、不规则粒状、浑圆状, 部分网脉状和细脉状. 黄铁矿与含砷铜矿物充填于碎裂黄铁矿的裂隙中, 因嵌布粒度细小, 难以单体解离.

6) 脉石矿物. 原矿中的脉石矿物集合体颗粒较粗, 易于单体解离.

## 3 选矿流程介绍

该厂铜系统处理量为 6 500 t/d, 针对该矿石中铜硫嵌布粒度较细, 结合紧密, 伴生金呈超细粒级分布于黄铜矿和黄铁矿之间, 而有用矿物和脉石嵌布粒度较粗, 对此类矿石一般采用“铜硫混浮-混合精矿再磨在分离”的工艺流程<sup>[4-6]</sup>. 一段磨矿采用 SABC 流程, 原矿经采矿场粗碎至粒度 ≤ 350 mm, 给入一台 Φ7 000 mm × 3 500 mm 型半自磨, 半自磨排矿经圆筒筛分级后, ≥ 20 mm 部分进入 1 台 GP100 圆锥破碎后返回半自磨, 筛下部分和球磨排矿合并进入 Φ660 mm 旋流器组进行分级, 旋流器沉砂进入一台 Φ4 800 mm × 7 000 mm 溢流型球磨机进行磨矿, ≤ 74 μm 含量 65% 的旋流器溢流进入一段铜硫混合浮选作业, 铜硫混合浮选作业的粗精矿进入 Φ350 mm 旋流器组进行分级, 沉砂进入 1 台 VTM-800-WB 立磨机进行二段磨矿, ≤ 45 μm 含量 85% 的旋流器溢流进入二段铜硫分离作业, 产出铜精矿和硫精矿. 该厂铜系统选矿流程图如图 1.

## 4 改进措施

### 4.1 捕收剂改进措施

该厂投产时铜硫混选捕收剂采用乙丁基黄药 3:1 配比, 起泡剂为松油, 采用石灰作为 pH 调整剂将矿浆 pH 调整为 7.0 左右选出铜硫混合粗精矿, 一段选铜作业回收率为 91% 左右, 为了提高一段选铜回收率, 该厂采用 MA-1 和 MOS 按 1:1 作为捕收剂代替原有的黄药组合, 取得良好效果, 捕收剂改变前后一段选铜回收率对比结果如表 3.

从表 3 在数据可以看出 MA - 1 和 MOS 组合在一段混选作业中对铜的回收率优于黄药组合。

表 3 调整捕收剂前后选铜回收率 (%)

药剂种类	原矿	尾矿	回收率
黄药组合	0.377	0.042	90.84
MA - 1 和 MOS 组合	0.389	0.038	92.03

4.2 磨矿细度改进措施

适当的磨矿细度对于矿石中有益矿物的充分解离和降低成本至关重要<sup>[7]</sup>。磨矿细度是否合适直接影响到选别指标的好坏<sup>[8]</sup>，最佳的磨矿细度不仅要保证目的矿物单体解离，而且无过粉碎现象<sup>[9]</sup>。为了了解磨矿细度对一段铜硫混选作业选铜回收率的影响，对一段浮选作业原矿及尾矿进行了筛析化验，各粒级筛析化验结果如表 4。

从表 4 筛析化验结果可以看出， $\geq 178 \mu\text{m}$  及  $\leq 38 \mu\text{m}$  粒级部分尾矿损失率较高，如能减少以上 2 部分粒级的含量，将可适当提高一段混选作业选铜回收率。

磨矿作业的效果和磨机的磨矿效果和分级作业的分级效率都有密切的关系，该厂投产时半自磨添加钢球为  $\Phi 125 \text{ mm}$  锻球，球磨为  $\Phi 80 \text{ mm}$  钢球，半自磨钢球充填率 8.5% 左右，球磨钢球充填率 30% 左右，一段旋流器沉砂嘴直径使用范围为 120 ~ 135 mm，半自磨运行功率大部分在 1 500 kW/h，为半自磨安装 2 500 kW/h 的 60%，为了平衡磨矿负荷，优化磨矿产品粒级分布，该厂将半自磨补加钢球直径由  $\Phi 125 \text{ mm}$  降为  $\Phi 100 \text{ mm}$ ，将球磨补加球由  $\Phi 80 \text{ mm}$  一种改为  $\Phi 70 \text{ mm} : 50 \text{ mm}^2$  种直径钢球 2 : 1 添加，并将旋流器沉砂嘴直径严格控制在 120 ~ 130 mm 范围，表 5 为调整后磨矿产品粒级分布情况。

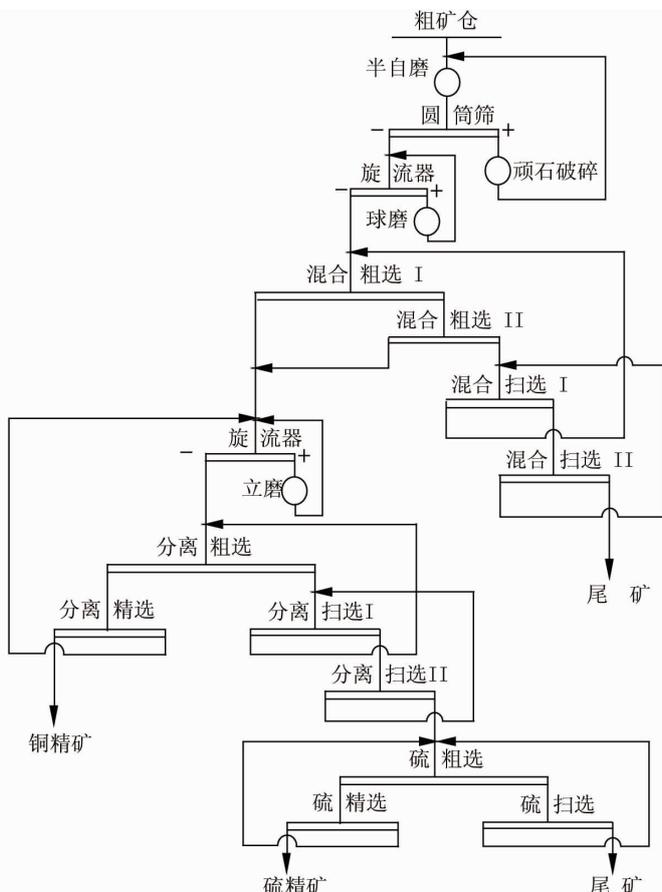


图 1 铜系统选矿流程图

表 4 粒级筛析化验结果 (%)

粒级	原矿			尾矿		
	含量	原矿	分布率	含量	尾矿	分布率
$\geq 178 \mu\text{m}$	8.780	0.064	1.440	11.360	0.037	10.450
$\leq 178 \mu\text{m} \geq 125 \mu\text{m}$	11.210	0.366	10.550	10.880	0.028	7.580
$\leq 125 \mu\text{m} \geq 74 \mu\text{m}$	10.610	0.465	12.680	11.530	0.029	8.320
$\leq 74 \mu\text{m} \geq 45 \mu\text{m}$	10.140	0.504	13.140	10.060	0.033	8.260
$\leq 45 \mu\text{m} \geq 38 \mu\text{m}$	3.350	0.578	4.980	5.530	0.036	4.950
$\leq 38 \mu\text{m}$	55.910	0.398	57.210	50.640	0.048	60.450

表 5 调整前后磨矿产品粒级分布 (%)

粒级	原矿	尾矿
$\geq 178 \mu\text{m}$	8.78	7.36
$\leq 178 \mu\text{m} \geq 125 \mu\text{m}$	11.21	13.46
$\leq 125 \mu\text{m} \geq 74 \mu\text{m}$	10.61	14.53
$\leq 74 \mu\text{m} \geq 45 \mu\text{m}$	10.14	12.37
$\leq 45 \mu\text{m} \geq 38 \mu\text{m}$	3.35	4.36
$\leq 38 \mu\text{m}$	55.91	55.28

从表5数据中可以看出,通过对磨矿作业补加球直径和沉砂嘴直径的调整,一段磨矿作业产品中 $\leq 74 \mu\text{m}$ 含量增加了2.61%,而难浮粒级 $\geq 178 \mu\text{m}$ 及 $\leq 38 \mu\text{m}$ 的含量减少了2.05%,有利于提高一段铜回收率。

根据原矿工艺矿物学研究结果,金在黄铁矿中的量为44%,脉石中包裹的硫化物中细粒金占7%,金矿物主要载体矿物为黄铜矿和黝铜矿,这为铜精矿富集金创造了条件。为了获得较高的金回收率,必须提高铜回收率。由于混合粗精矿中铜矿物与黄铁矿的关系比较密切,并有少部分微细粒和细脉状铜矿物嵌布在黄铁矿中难以单体解离。所以要提高铜回收率,又要提高二段磨矿细度,提高铜矿物的单体解离度。6 500 t/d铜系统投产前,原有的选铜流程采用球磨机进行二段磨矿,表6为再磨后铜粗精矿中各矿物单体解离度。

表6 再磨后铜粗精矿中各矿物单体解离度

矿物	单体含量/%	连生体含量/%				
		与黄铜矿	与含砷铜矿物	与黄铁矿	与其它硫化物	与脉石
黄铜矿	$\leq 0.074 \text{ mm}$ 占 75%	78.46	8.10	11.02	1.40	1.02
含砷铜矿物	$\leq 0.074 \text{ mm}$ 占 75%	74.06	12.64	12.13	0.45	0.72
黄铁矿	$\leq 0.074 \text{ mm}$ 占 75%	92.05	5.29	0.83	0.10	1.28

从表6中单体解离度数据可以看出, $\leq 0.074 \text{ mm}$ 占75%时,黄铜矿和黄铁矿连生体含量达到了11.02%,要提高铜矿物的单体解离度,必须加强二段磨矿。目前,粗精矿再磨所用磨机主要是立式磨机、ISA磨机和普通球磨机。从使用情况来看,立式磨机可以大幅度减轻磨矿产品的过粉碎程度,且有显著的擦洗作用,有利于提高浮选指标,与球磨机相比,可以节能25%左右,操作和维护也较简单。

6 500 t/d铜系统引进一台VTM-800-WB立磨机,表7为球磨机和立磨机磨矿细度对比。

表7 球磨机和立磨机磨矿细度对比(%)

粒级	球磨机	立磨机
$\geq 74 \mu\text{m}$	10.09	4.91
$\leq 74 \mu\text{m} \geq 45 \mu\text{m}$	15.97	11.09
$\leq 45 \mu\text{m} \geq 38 \mu\text{m}$	9.12	10.34
$\leq 38 \mu\text{m}$	65.82	73.66

### 4.3 石灰用量改进措施

工业上,黄铁矿的常用抑制剂为石灰<sup>[10]</sup>,因为其来源广、价格低而被广泛应用<sup>[11]</sup>。但过高的石灰用量也会对硫化铜矿物和金产生抑制作用,为了了解石灰对选铜回收率和铜精矿品位的影响,在实验室进行了铜分离粗选实验,实验结果见表6。由于(异丙)乙硫胺脂——Z200对黄铜矿浮选有良好的选择性,对黄铁矿捕收能力比黄药的能力差<sup>[12]</sup>,在铜硫分离作业选用Z200作为捕收剂。试验在Z200用量125 g/t,石灰用量为变量的情况下进行,表6为铜硫分离粗选石灰用量实验结果。

表8 铜硫分离粗选石灰用量实验结果

石灰用量/(kg/t)	铜回收率/%	铜品位/%
1.0	92.60	3.854
1.4	92.20	4.365
1.7	91.80	4.826
2.0	91.60	6.510
2.3	90.22	6.734
2.6	88.36	7.912

从试验结果可以看出,在二段粗选石灰用量从不断增加的情况下,作业回收率逐步降低,精矿品位逐步提高,为了给精选作业提高精矿品位创造条件,确定分离粗选石灰用量2.0 kg/t。

### 4.4 浮选柱液位改进措施

6 500 t/d铜系统铜硫分离精选采用1台 $\Phi 3.05 \times 10 \text{ m}$ 浮选柱,精矿品位要求18%,精选作业富集比达到3倍,最初投产时设定液位调整将泡沫层控制在1 000~500 mm,在此液位条件下经常出现精矿品位

较低的现象,为提高铜精矿品位,对浮选柱液位和精矿品位的关系进行了现场调试,调试在现场其余工作不变的情况下进行,每2 h调整1次液位,精矿品位和尾矿品位以现场荧光检测数据为准,表7为浮选柱液位调整试验结果.

表9 浮选柱液位调整试验结果

浮选柱液位/mm	对应泡沫层厚度/mm 粒级	铜精矿品位/%	铜硫分离尾矿品位/%
900	600	14.26	0.184
750	750	14.68	0.186
600	900	15.65	0.184
450	1 050	16.13	0.186
300	1 200	18.52	0.187
150	1 350	18.66	0.213

从浮选柱液位调整结果可以看出,随着泡沫层厚度的不断增加,铜精矿质量不断提高,但浮选尾矿品位几乎变化不大,但在泡沫层厚度达到1 350 mm时,分离尾矿开始变高.通过浮选柱调整试验,将浮选柱液位调整范围规定在600~300 mm之间,操作人员可根据原矿品位的高低进行适当调整.

通过一系列改进,铜系统选矿指标得到了提升,同时由于铜回收率的提升,选金回收率也由改进前的42%提升到改进后的46%.表8为改进前后浮选指标对比.

表10 改进前后浮选指标对比

年份	原矿品位/%	铜精矿品位/%	铜回收率/%	金回收率/%
2011年(改进前)	0.461	17.373	83.30	45.11
2012年(改进前)	0.394	17.348	80.47	41.11
2013年(改进后)	0.396	17.908	83.88	46.34
2014年(改进后)	0.391	17.636	84.08	47.25

## 5 结论

1)通过在选别过程中采用MA-1和MOS联合捕收剂代替黄药,对半自磨和球磨钢球添加制度的改进,一段选铜回收率得到了显著提高.

2)二段磨矿采用立磨机代替传统型球磨机,有效的提高了磨矿细度,为铜、金矿物的浮选创造了条件.

3)通过降低石灰用量,改进浮选柱的液位调整参数,改善了二段铜硫的分选效果,提高了铜和金的选矿回收率.

### 参考文献:

- [1] 曹异生. 铜工业面临的形势和机遇[J]. 中国有色金属, 2001(5): 4-7.
- [2] 马兰, 郑传均. 我国铜资源的进口地区结构与贸易多元化分析[J]. 当代教育与实践, 2011, 3(11): 135-137.
- [3] 李崇德, 孙传尧. 铜硫浮选分离的研究进展[J]. 国外金属矿选矿, 2000(8): 2-7.
- [4] 李宗站, 刘家弟, 王振玉, 等. 国内铜硫浮选分离研究现状[J]. 金属矿山, 2010(7): 67-70.
- [5] 魏德洲. 固体物料分选学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2009: 379-385.
- [6] 李崇德, 项则传. 永平铜矿铜硫浮选工艺技术进展[J]. 有色金属(选矿部分), 2000(2): 5-10.
- [7] 王银东, 冯晓燕, 尹明水. 新疆某低品位铅锌矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2014(2): 9-11.
- [8] 肖巧斌. 某难选复杂铅锌矿石选矿工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2010(3): 26-32.
- [9] 曹焱鹏, 汶小飞, 王福奎, 等. 某高硫铜锌矿石低碱度浮选实验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2013(5): 6-8.
- [10] 温子龙, 林海, 董颖博, 等. 西宁某低品位铜矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2013(1): 12-16.
- [11] 黄建平, 卢毅屏, 徐斌, 等. 某复杂铜铅锌银多金属硫化矿的综合回收实验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2013(3): 1-5.
- [12] 朱一民, 周菁. 浮选药剂手册[M]. 长沙: 湖南科学技术出版社, 2012: 115-117.