

## 某厂含锑金矿浮选工艺改进研究

吕超飞<sup>1</sup>, 张拴<sup>1</sup>, 徐展<sup>1</sup>, 南君芳<sup>1</sup>, 邓丰卓<sup>2</sup>, 薛建森<sup>1</sup>, 苏艺涵<sup>3a</sup>, 李林波<sup>3b</sup>

- (1. 国投金城冶金有限责任公司 河南省难处理金精矿冶炼工程技术研究中心 三门峡市黄金冶炼过程研究重点实验室, 河南 灵宝 47250; 2. 中国矿业大学 材料与物理学院, 江苏 徐州 221116;  
3. 西安建筑科技大学 资源工程学院<sup>a</sup> 冶金工程学院<sup>b</sup>, 西安 710055)

**摘要:** 国内某厂含锑金矿的选矿回收率偏低。为提高选矿回收率, 有效利用矿产资源, 增加企业经济效益, 进行了磨矿细度、浮选药剂捕收剂、抑制剂、活化剂种类和用量的实验研究。结果表明, 在磨矿细度为-0.045 mm 粒级占 93.52%, 抑制剂焦亚硫酸钠+新型药剂 GT-1 用量(200+200) g/t, 活化剂硝酸铅用量 400 g/t, 捕收剂丁基钠黄药用量 500 g/t、乙硫氮 200 g/t, 新型药剂 GT-2 用量 400 g/t, 起泡剂 2<sup>#</sup>油用量 30 g/t 条件下, 经一粗四扫三精浮选闭路流程, 锑回收率达 77.33%, 金回收率 59.16%。结合闭路试验结果, 对工业选矿生产流程进行了优化改进, 技术指标提升明显。

**关键词:** 有色金属冶金; 含锑金矿; 浮选; 工艺改造

中图分类号: TD923; TD953; TD952 文献标识码: A 文章编号: 1004-0676(2023)01-0039-08

### Study on improvement of flotation process of antimony-bearing gold ore in a plant

LÜ Chaofei<sup>1</sup>, ZHANG Shuan<sup>1</sup>, XU Zhan<sup>1</sup>, NAN Junfang<sup>1</sup>,  
DENG Fengzhuo<sup>2</sup>, XUE Jiansen<sup>1</sup>, SU Yihan<sup>3a</sup>, LI Linbo<sup>3b</sup>

- (1. Refractory Gold Concentrate Smelting Engineering Technology Research Center of Henan, Key Laboratory for gold smelting process research of Sanmenxia, SDIC Jincheng Metallurgy Co. Ltd., Lingbao 472500, Henan, China; 2. School of Materials Science and Physics, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, Jiangsu, China; 3. School of Resource Engineering<sup>a</sup>, School of Metallurgical Engineering<sup>b</sup>, Xi'an University of Architecture and Technology, Xi'an 710055, China)

**Abstract:** The recovery rate of antimony-bearing gold ore in a domestic plant is low. In order to address this problem, experimental studies were carried out to investigate the mineral processing including the flotation grinding fineness, the types and amounts of flotation reagents, collectors, inhibitors, and activators. Their effect of on the flotation recovery was analyzed. The results show that the recovery rate of antimony and gold reached 77.33% and 59.16%, respectively, after the closed-circuit flotation process of one rough four sweeps and three refinements when the grinding fineness was -0.045 mm which accounted for 93.52%, the dosage of inhibitor sodium pyrosulfite+new agent GT-1 was (200+200) g/t. Other mineral processing conditions were as follows: 400 g/t lead nitrate activator, 500 g/t sodium butyl xanthate collector, 200 g/t ethyl sulfide, 400 g/t new agent GT-2 and 30 g/t foaming agent 2<sup>#</sup> oil. Combined with the original closed-circuit method, this mineral processing technique greatly improves the recovery rate of antimony and gold.

**Key words:** non-ferrous metallurgy; antimony-bearing gold ores; flotation; technological transformation

锑作为一种不可再生的战略性稀有金属, 常用于军工、化工和能源领域, 由于现在国内锑矿品位较低, 为了强化金的回收, 国内矿山常采用加大捕收剂用量提高含锑金矿中金和锑的回收率, 但随之

收稿日期: 2022-04-29

基金项目: 河南省三门峡市第三批高层次创新创业人才(团队)项目(2020709)

第一作者: 吕超飞, 男, 高级工程师; 研究方向: 贵金属和有色金属选冶; E-mail: lvchaofei6294359@126.com

而来的是锑金精矿量增加,进而导致后续处理成本急剧增加<sup>[1-3]</sup>;同时,这类低品位的锑金精矿在二段焙烧时,由于锑矿物熔点较低,易造成金的二次包裹从而影响金的回收率。

国内某厂原有工艺为:1)铲车上料;2)球磨机磨矿;3)进行一次粗选-四次扫选-二次精选浮选选矿;4)浮选锑精矿板框压滤,拆板后扒渣机装袋销售;5)浮选尾矿板框压滤,用于锑碱法浸出回收锑,脱锑后的脱锑矿直接进行二段焙烧-氧化回收金。原生产工艺中浮选上料-球磨系统上料不均匀,未进行准确计量,导致球磨细度不稳定;球磨后,矿浆直接由地坑处输送至调浆缓冲槽,未进行旋流器分级,导致浮选时,矿粉粒度不足,直接影响选矿金属回收率;浮选精矿和尾矿采用常规箱式板框压滤,易出现压滤跑浑,直接影响精矿和尾矿品位。

针对锑、金回收率偏低的问题,本文首先在实验室采用锑金分离浮选工艺,考察了磨矿细度、调整剂、抑制剂、活化剂和捕收剂种类和添加量对浮选金、锑回收率的影响,获得的高品质锑精矿用作火法锑冶炼原料,浮选含锑尾矿进行湿法锑冶炼。在此试验基础上对原有选矿工艺进行优化。

## 1 矿石性质

### 1.1 试验原料

试验所用原料来源于国内某厂外购的含锑金矿。样品现场布点取样后经混匀缩分,取一部分采用振动磨样机细磨后对矿石进行主要化学成分分析和锑的物相分析。试样主要化学分析结果见表1,锑的物相分析见表2。

由表1可以看出,该含锑金矿中锑含量20.3%,金含量63.2 g/t,脉石矿物主要以碳酸钙和石英为

表1 含锑金矿主要化学成分分析结果

Tab.1 Main chemical composition analysis results of the antimony-bearing gold ores /%

成分	Au*	Ag*	Sb	Cu	Pb	S	As
含量	63.2	1.0	20.2	0.03	0.1	12.4	0.8
成分	TFe	C	Zn	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
含量	23.7	1.1	0.1	21.4	4.8	2.9	5.6

\*注:单位为g/t,本文下同。

表2 含锑金矿锑物相分析结果

Tab.2 Antimony phase analysis results of the antimony-bearing gold ores /%

相别	Sb 含量	Sb 占有率
辉锑矿、脆辉锑矿	15.9	78.5
锑华、方锑矿	3.2	15.6
锑酸盐中的锑	1.2	5.8
总锑	20.3	100

主。从表2锑的物相分析结果可以看出,该含锑金矿中硫化锑为主要的载金矿物,占有率78.55%,锑的氧化物含量3.2%,氧化率15.62%。

### 1.2 原料主要元素分布

对混匀缩分后的含锑金矿采用XSB-200型标准振动筛,进行粒度分析,结果见表3。

由表3可以看出,含锑金矿在-0.074 mm 粒级下所占的比例为85.58%,金、锑、砷、硫在-0.074 mm 粒级所占的比例分别为81.4%、89.8%、87.7%、89.9%,各元素在-0.074 mm~+0.045 mm 和-0.045~+0.038 粒级所占的比例最高,-0.074 mm~+0.038 mm 粒级金、锑、砷、硫占比分别为72.2%、77.5%、74.5%、75.5%,由此可见,提高此粒级矿粉细度是提高选矿回收率的关键。

表3 含锑金矿中粒度和主要元素分布

Tab.3 Grain size and distribution of the main elements in the antimony-bearing gold ores deposits /%

粒级	孔径/mm	产率	金属量占比				含量			
			Au	Sb	As	S	Au*	Sb	As	S
+200	-0.074	14.42	12.6	10.2	12.3	10.1	55.4	14.3	0.7	8.7
-200+325	-0.074~+0.045	42.51	45.2	49.9	44.6	41.0	67.2	23.7	0.9	12.0
-325+400	-0.045~+0.038	33.89	27.0	27.6	29.9	34.6	50.3	16.5	0.7	12.7
-400+500	-0.038~+0.025	5.06	9.6	9.2	7.0	8.5	120.4	36.7	1.1	20.9
-500	-0.025	4.12	5.6	3.1	6.3	5.9	85.3	15.3	1.3	17.8
总量		100	100	100	100	100	63.2	20.2	0.8	12.4

## 2 实验部分

### 2.1 试验药剂及设备

所用药剂包括硫酸、硝酸铅、焦亚硫酸钠均为分析纯,乙硫氮、丁基钠黄药、2#油均为工业级、TG-1和TG-2为浮选抑制剂和高效捕收剂。仪器设备包括XMQ-67型 $\phi 240\text{ mm}\times 90\text{ mm}$ 锥形球磨机,XFD-0.75L、1.0L、2.0L、3.0L单槽浮选机,多用真空过滤机,梅特勒SevenExcellence™ pH电位计等。

### 2.2 浮选条件试验

每次称取500 g含锑金矿,用锥形球磨机磨矿,磨矿浓度70%,球磨至所需细度后,将矿浆转移至1 L的XFD型挂槽式浮选机内,补充适量水调节浓度至32%,调节浮选机转速至1800 r/min进行浮选,根据浮选泡沫现象确定选矿时间,随后依次加入pH调整剂(5 min)、抑制剂(2 min)、活化剂(2 min)、捕收剂(2 min)、起泡剂(2 min),然后将浮选粗精矿和尾矿分别过滤(5 min)、烘干,称重并计算产率,各产物取样分析金、锑含量,并计算各阶段回收率。

### 2.3 闭路试验和工业应用

在最优浮选条件试验基础上进行闭路实验,闭路采用一粗四扫三精流程。在此基础上对生产系统中上料、磨矿分级、药剂制度和加药方式等进行改造,达到优化生产指标的目的。

## 3 结果与讨论

### 3.1 磨矿细度对浮选回收率的影响

浮选条件:含锑金矿500 g,磨矿浓度70%,浮选浓度32%,硫酸400 g/t,抑制剂GT-1+焦亚硫酸钠(200+200) g/t,活化剂硝酸铅400 g/t,捕收剂丁基钠黄药500 g/t,乙硫氮200 g/t,GT-2 400 g/t,起泡剂2#油30 g/t,进行了磨矿细度粗选试验,磨矿结果见图1,选矿试验结果见图2。

由图1结果可以看出,矿粉细度随着磨矿时间的延长而增大,含锑金矿未经磨矿时,矿粉在-0.045 mm粒级占43.07%,延长磨矿时间至40 min,-0.045 mm粒级所占的比例提高至93.52%。由图2可知,粗精矿金、锑品位和回收率均随磨矿细度的提高呈先升后降的变化。当-0.045 mm粒级占43.07%时,粗精矿金和锑回收率仅为52.92%和62.89%;磨矿细度提高至-0.045 mm占93.52%,金和锑回收率提高至55.23%和71.78%,此时精矿金和锑分别富集至72.3 g/t、30.2%。继续提高磨矿细度,粗精矿金、

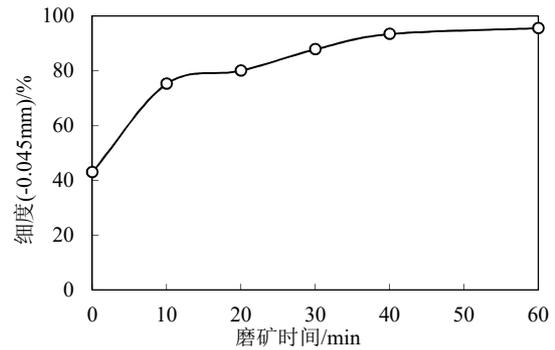


图1 磨矿时间对含锑金矿细度的影响

Fig.1 Effect of grinding time on fineness of the antimony-bearing gold ore

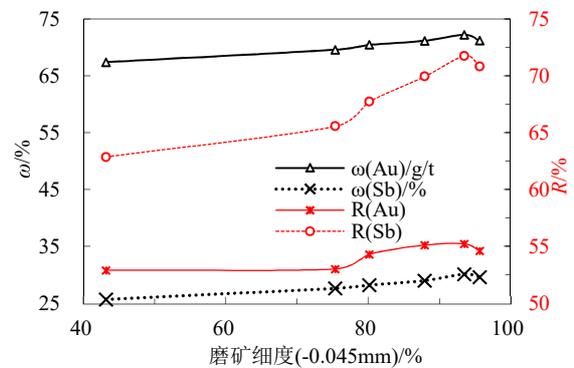


图2 磨矿细度对浮选回收率的影响

Fig.2 Effect of different mineral powder particle sizes concentration on the flotation recovery

锑品位和回收率反而降低。考虑到精矿固液分离、锑尾矿碱法浸锑隔膜压滤板框固液分离和选矿成本等,磨矿细度确定为-0.045 mm粒级占93.52%。

### 3.2 硫酸用量对浮选回收率的影响

辉锑矿在弱酸性矿浆体系下可浮性更好<sup>[4]</sup>,因此选择硫酸做pH调整剂,考察硫酸用量对浮选的影响。硫酸用量为变量,其他浮选条件与3.1节相同,结果见图3。由图3可以看出,当硫酸用量小于400 g/t时,粗精矿金、锑回收率及品位均随着硫酸用量增加而升高,当硫酸用量提升至800 g/t后,粗精矿金、锑回收率及品位开始缓慢下降,继续提高硫酸用量至1600 g/t后,粗精矿金、锑回收率分别降低至53.76%、68.01%。考虑到硫酸用量过高对设备腐蚀和后期锑尾矿碱法脱锑工艺的影响,最佳硫酸用量选取400 g/t,此时矿浆pH=6.5。

### 3.3 抑制剂对浮选回收率的影响

#### 3.3.1 抑制剂种类

原有生产系统锑浮选工艺,在采用硫酸调整pH后,采用单一的焦亚硫酸钠作为抑制剂,得到的锑

精矿中锑和金品位较低,抑制效果不明显。根据矿石性质可知该矿含有大量的脉石和氧化钙,要想获得优质锑精矿,需将硅、钙、脉石有效抑制,因此考察了焦亚硫酸钠、硅酸钠、六偏磷酸钠、CMC<sup>[3]</sup>、GT-1 等不同抑制剂对选矿回收率的影响。除抑制剂外,其他条件与 3.1 节相同,结果列于图 4。由图 4 可以看出,采用相同的浮选流程,以 GT-1 为抑制剂获得的粗精矿,锑和金的品位明显高于以焦亚硫酸钠、六偏磷酸钠、CMC、硅酸钠作为抑制剂获得的粗精矿。并且采用 GT-1+焦亚硫酸钠 (200+200 g/t) 作为联合抑制剂,粗精矿中金和锑的品位及回收率明显优于 GT-1 和焦亚硫酸钠作为单一抑制剂。这是由于焦亚硫酸钠和 GT-1 协同使用时,可以抑制黄铁矿;抑制剂的强氧化性能可作用于硫砷矿物表面,使药剂脱附,降低其可浮性;此外该抑制剂对脉石矿物具有较强的抑制作用。综合考虑,选取 GT-1+焦亚硫酸钠 (200+200 g/t) 作为协同抑制剂。

3.3.2 GT-1 用量

固定焦亚硫酸钠用量 200 g/t,改变 GT-1 用量,其他条件与 3.1 节相同。考察抑制剂 GT-1 用量对浮选回收率的影响,结果见图 5。由图 5 可以看出,粗精矿中锑、金品位和回收率均随着抑制剂 GT-1 用量的增大先升高后降低。当 GT-1 用量为 100 g/t 时,粗精矿金、锑回收率为 54.11%、70.04%,此时精矿中金、锑品位分别为 71.9 g/t、29.87%;当 GT-1 用量为 200 g/t 时,粗精矿金、锑回收率和品位达到最大值。继续提高 GT-1 用量,粗精矿金、锑回收率及品位变化反而略有降低。这是由于药剂用量的增大对含金锑矿表面的氧化作用抑制了矿物的可浮性,因此最佳抑制剂 TG-1 用量选取 200 g/t。

3.4 活化剂对浮选回收率的影响

3.4.1 活化剂种类

原浮选系统,采用硝酸铅对含金锑矿进行活化,在此基础上,本实验探讨了不同活化剂对浮选回收率的影响,其他实验条件与 3.1 节相同。结果列于表 4。根据表 4 结果,采用硫酸铜作为活化剂,粗精矿金、锑回收率分别为 55.60%、71.35%,硝酸银作为活化剂时,粗精矿金、锑回收率分别为 55.01%、71.40%,采用硝酸铅作为活化剂,粗精矿中金、锑品位和回收率明显优于硫酸铜、硝酸银,这是由于活化离子吸附在矿物颗粒表面,重金属离子对辉锑矿的活化效果顺序为  $Pb^{2+} > Cu^{2+} > Cd^{2+} > Ag^{+} > Hg^{2+} > Co^{2+} > Ni^{2+} > Zn^{2+}$  [5-6],可见硝酸铅是对辉锑矿最有效的活化剂,因此最佳活化剂选取硝酸铅。

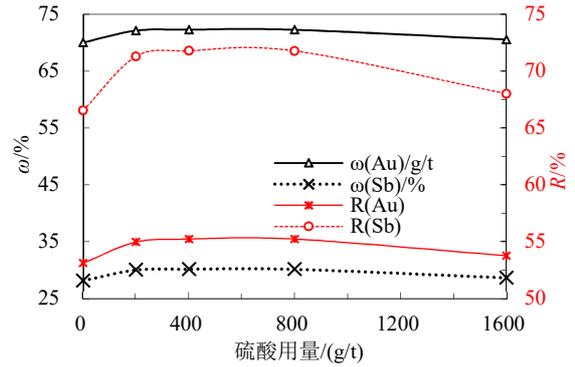


图 3 硫酸用量的影响

Fig.3 Effect of different sulfuric acid dosage

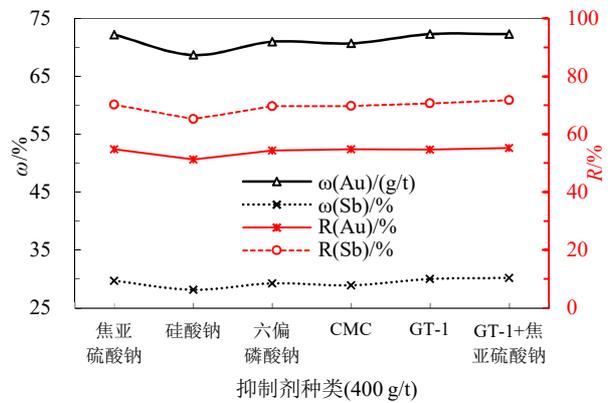


图 4 抑制剂种类实验结果

Fig.4 The results of different inhibitor types

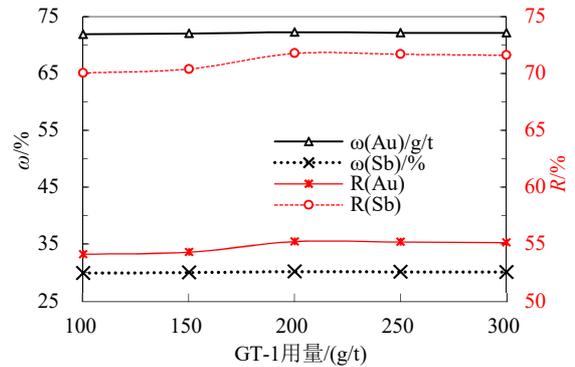


图 5 GT-1 用量实验结果

Fig.5 The results of GT-1 dosage

表 4 不同活化剂对原矿浮选的影响

Tab.4 Effect of different activators on the flotation of raw ore

活化剂种类	粗精矿品位		回收率/%	
	Au/(g/t)	Sb/%	Au	Sb
硫酸铜	70.1	28.87	55.6	71.35
硝酸铅	72.3	30.16	55.2	71.78
硝酸银	71.4	29.74	55.0	71.40

### 3.4.2 硝酸铅用量的影响

实验条件：除改变硝酸铅用量外，其他条件与 3.1 节相同，结果见图 6。由图 6 可以看出，粗精矿中金、铋回收率及品位均随着硝酸铅用量的增加而增大，当硝酸铅用量为 100 g/t 时，粗精矿金、铋品位分别为 69.8 g/t、28.84%，提高活化剂硝酸铅用量至 400 g/t 后，金、铋回收率分别提高了 3.46%、5.18%，粗精矿金、铋品位提高了 2.5 g/t、1.32%，此时继续提高硝酸铅用量，金、铋回收率基本不再发生变化，为避免铅离子过量引入影响后期铋尾矿湿法脱铋及二段焙烧，最佳硝酸铅用量选取 400 g/t。

### 3.5 捕收剂对浮选回收率的影响

#### 3.5.1 捕收剂种类的影响

实验条件：除捕收剂外，其他条件与 3.1 节相同，结果见表 5。由表 5 可以看出，丁基钠黄药和乙硫氮组合使用，金、铋回收率优于丁基钠黄药、丁胺黑药。GT-2 与丁基钠黄药和乙硫氮组合使用，其金、铋回收率最优。这是由于 GT-2 能选择性捕收金、铋等有用矿物，并且作用在黄药和乙硫氮表面，提高矿物表面的疏水性<sup>[7]</sup>，有效抑制脉石等矿物。因此最佳为抑制剂 GT-1、焦亚硫酸钠+活化剂硝酸铅+捕收剂丁基钠黄药、乙硫氮、GT-2+起泡剂 2#油。基于乙硫氮和丁基钠黄药为常规浮选药剂，本实验不对二者的用量进行探索实验，GT-2 将进一步进行用量条件实验。

#### 3.5.2 GT-2 用量的影响

实验条件：改变 GT-2 用量，其他条件与 3.1 节相同，结果见图 7。由图 7 可以看出，粗精矿金、铋回收率和品位均随着捕收剂 GT-2 用量的增加而提高，当 GT-2 用量提高至 400 g/t 后，粗精矿金、铋回收率和品位基本不再发生变化，因此最佳捕收剂 GT-2 用量确定为 400 g/t。

### 3.6 闭路实验

根据单因素实验结果，进行闭路实验。实验条件：含铋金矿 500g，磨矿浓度 70%，磨矿细度-0.045 mm 粒级占 93.52%，浮选浓度 32%，硫酸 400 g/t，抑制剂 GT-1+焦亚硫酸钠(200+200) g/t，活化剂硝酸铅 400 g/t，捕收剂丁基钠黄药 500 g/t，乙硫氮 200 g/t，GT-2 400 g/t，起泡剂 2#油 30 g/t，采用一粗四扫三精闭路流程进行试验，流程如图 8 所示，结果列于表 6。

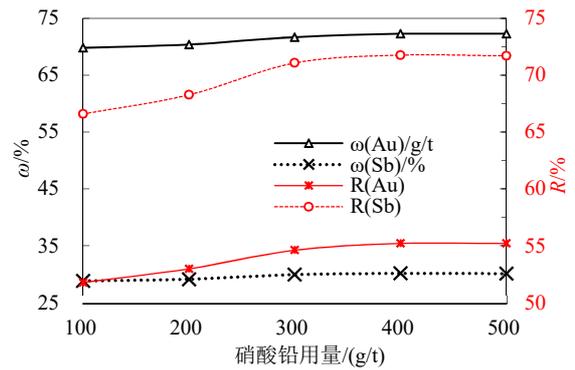


图 6 硝酸铅用量的影响

Fig.6 Effect of lead nitrate dosage

表 5 捕收剂种类实验结果

Tab.5 The results of different collector types

捕收剂种类	粗精矿品位		回收率/%	
	Au/(g/t)	Sb/%	Au	Sb
丁基钠黄药(700)	71.5	29.02	51.6	65.18
丁胺黑药(700)	71.4	28.41	50.8	62.97
丁基钠黄药(500)+ 乙硫氮(200)	71.6	29.52	51.8	66.51
丁基钠黄药(500)+ 乙硫氮(200)+GT-2(400)	72.3	30.16	55.2	71.78

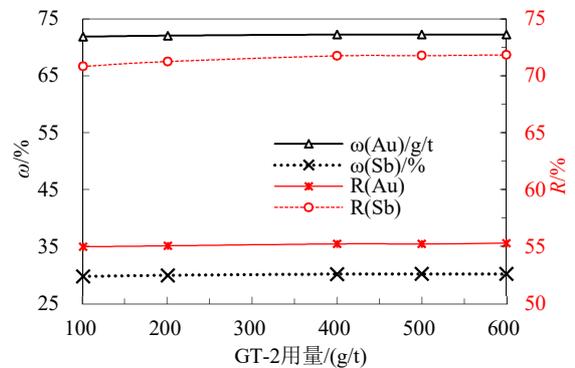


图 7 捕收剂 GT-2 用量实验结果

Fig.7 Test results on the dosage of GT-2 collector

表 6 浮选闭路实验结果

Tab.6 Test results of the closed circuit flotation test

名称	产率/%	含量		回收率/%	
		Au/(g/t)	Sb/%	Au	Sb
精矿	31.34	119.0	49.9	59.16	77.33
尾矿	68.66	37.5	6.7	40.84	22.67
原矿	100.00	63.0	20.2	100	100

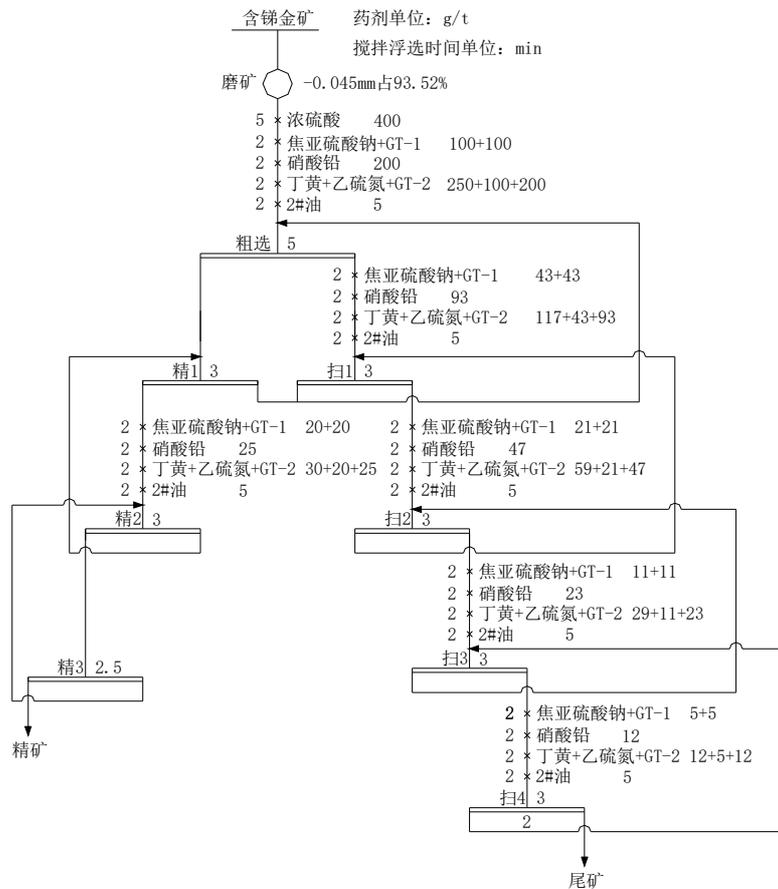


图 8 闭路实验流程

Fig.8 Flowsheet of closed-circuit flotation test

表 6 结果表明, 采用一粗四扫三精闭路浮选, 可获得含锡 49.9%、金 119.0 g/t, 锡回收率 77.33%, 金回收率为 59.16% 的含锡金精矿, 该含锡金精矿直接销售火法锡冶炼厂可获得较高的计价系数, 经济效益可观。含锡尾矿金控制在 37.5 g/t, 可有效降低含锡尾矿碱法脱锡过程中 HS<sup>-</sup>和 S<sup>2-</sup>对金的浸出<sup>[8-9]</sup>, 减少流程中金的损失。

#### 4 工艺改造

在进行条件试验的同时, 对现场选矿生产流程进行了考察。通过流程考察, 发现现场生产流程存在以下几方面问题, 并结合闭路实验结果, 对生产工艺进行了改造, 改进后工艺流程见图 9。

1) 采用铲车机械式上料, 投矿量不能精确计量, 影响日投入量, 导致球磨磨矿浓度、浮选浓度难以控制。改进后, 在振动给料机下加入定量皮带输送机, 可精确控制单位时间给矿量, 保证了给料的均匀稳定, 根据计量皮带数据精确控制球磨浓度。

2) 球磨机出口矿浆直接进入地坑, 采用 40PV-SP 液下渣浆泵直接输送至调浆缓冲槽, 矿浆细度-0.045 mm 粒级细度不足 92%。改进后, 在磨矿后增加一台旋流器进行分级磨矿, 地坑矿浆通过液下渣浆泵输送至旋流器, 旋流器溢流矿浆溢流至调浆缓冲槽进行浮选作业, 旋流器底流沉砂进入球磨机再次磨矿, 旋流器和球磨机形成闭路循环, 解决了浮选矿石细度不足。

3) 原有浮选加药系统采用人工控制添加, 加药点单一, 药剂给入量不均匀, 影响选矿指标。改进后, 在浮选药剂系统增加自动加药蠕动泵, 可精确控制每秒钟药剂添加质量, 于 1 次精选浮选溜槽补加浮选药剂, 提高了锡精矿品位和回收率。

4) 原工艺浮选药剂制度为调整剂(硫酸)+抑制剂(焦亚硫酸钠)+活化剂(硝酸铅)+捕收剂(乙硫氮和丁基钠黄药)+起泡剂(2#油)。结合浮选条件优化和闭路试验的结果, 改进后, 调整了浮选药剂添加制度, 增加抑制剂 GT-1、高效捕收剂 GT-2, 优化了生产指标。

5) 浮选精矿采用普通箱式过滤机进行固液分离，由于物料较细，压滤时极易跑浑，回水夹带精矿物料，冲泡沫水严重影响生产指标，而且精矿水分含量较高，影响销售。改进后，将精矿压滤板框更换为 250 m<sup>2</sup> 隔膜压滤板框，精矿含水降低至 8%~10%，降低了跑浑等生产事故。

结合实际生产情况，对使用抑制剂 GT-1、捕收

剂 GT-2 及改造前后生产累计指标进行统计，结果见表 7。由表 7 可知，在未添加 GT-1 和 GT-2 改进前，精矿含锡 40.9%，金 98.4 g/t，锡和金回收率仅有 74.64%、57.59%，使用 GT-1 和 GT-2 后，精矿锡和金品位分别提高了 8.2%、19.7g/t，锡和金回收率分别提高了 2.34%和 1.76%。

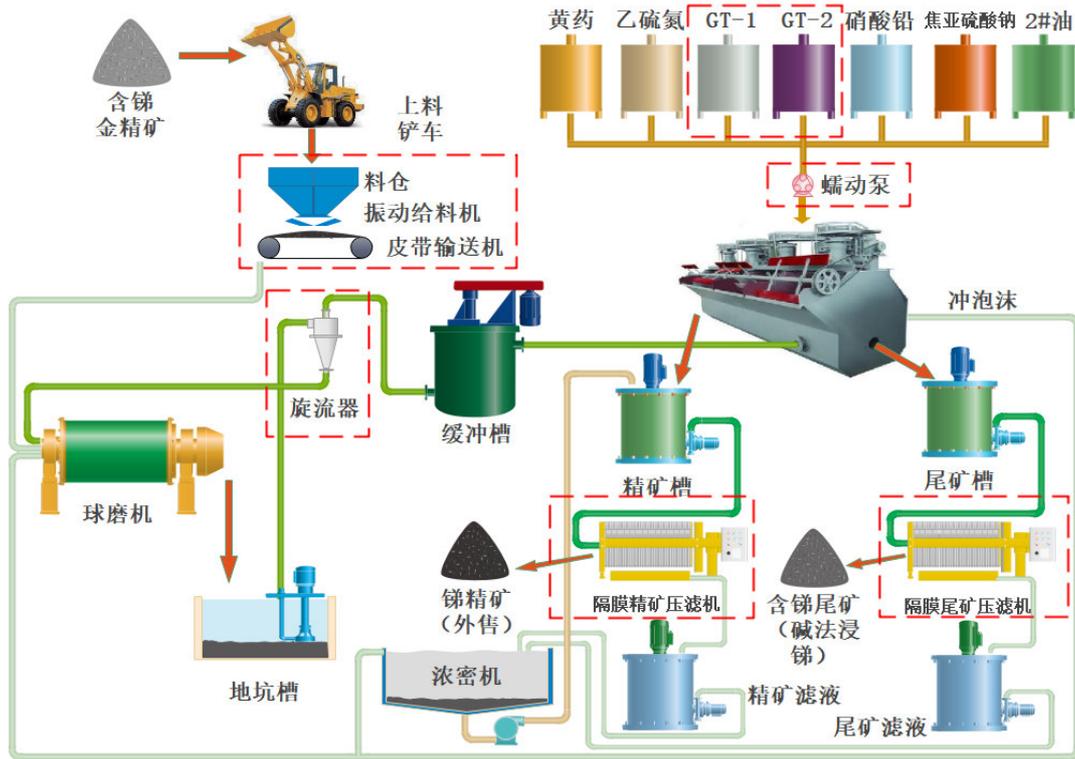


图 9 改进后浮选工艺流程(本文改进的内容以虚框标识)

Fig.9 Flotation process flow after transformation (The improved content of this article is marked with a dotted line)

表 7 浮选生产指标对比

Tab.7 Results of the closed circuitflotation test

项目	精矿 <sup>*</sup>			尾矿 <sup>*</sup>			
	改进前	改进后	Δ <sup>*</sup>	改进前	改进后	Δ <sup>*</sup>	
产率/%	36.88	31.69	-5.19	63.12	68.31	5.19	
Sb	品位/%	40.92	49.12	8.20	8.14	-1.31	
	回收率/%	74.60	76.94	2.34	25.4	23.06	-2.34
Au	品位/(g/t)	98.4	118.1	19.7	42.3	37.5	-4.8
	回收率/%	57.59	59.35	1.76	42.41	40.65	-1.76

\*注：Δ=改进后-改进前

## 5 结论

1) 针对国内某厂难选含锡金矿，根据实验研究

和探索，确定了一套含锡金矿最佳的浮选工艺制度：采用 GT-1+焦亚硫酸钠作为组合抑制剂，硝酸铅作为活化剂，硫酸作为 pH 调整剂，丁基钠黄药、乙硫氮和 GT-2 作为联合捕收剂，2#油作为起泡剂，与

原未添加抑制剂 GT-1 和捕收剂 GT-2 相比, 经一粗四扫三精闭路浮选, 精矿锑、金品位分别提高至 49.9%、119.0 g/t, 锑、金回收率分别为 77.33%、59.16%。

2) 在锑浮选工艺改造实践表明, 通过增加计量皮带、旋流器、改变浮选加药方式及加药点, 锑回收率提高 2.34%, 至 76.94%, 金回收率提高 1.76%, 至 59.35%。浮选含锑尾矿在碱法浸出时有利于降低浸出过程中金的损失, 提高资源利用率, 增加企业经济效益。

### 参考文献:

- [1] 方青. 锑矿采选废水生产现状及治理措施[J]. 环境与发  
展, 2019, 31(9): 56.  
FANG Q. Production status and control measures of waste  
water from mining and quarrying[J]. Environment and  
Development, 2019, 31(9): 56.
- [2] 雷霆, 朱从杰, 张汉平. 锑冶金[M]. 北京: 冶金工业出  
版社, 2009.  
LEI T, ZHU C J, ZHANG H P. Antimony metallurgy[M].  
Beijing: Metallurgical Industry Press, 2009.
- [3] 王传龙, 于传兵. 难选氧化锑矿浮选工艺研究[J]. 有色  
金属(选矿部分), 2020(2): 65-72.  
WANG C L, YU C B. Study on the flotation process of  
complex refractory antimony oxidized ore[J]. Nonferrous  
Metals (Mieral Processing Section), 2020(2): 65-72.
- [4] 崔章明, 黄开国, 王淀佐. 起泡剂对辉锑矿和毒砂无捕  
收剂浮选的影响[J]. 矿冶工程, 1995(4): 37-39.  
CUI Z M, HUANG K G, WANG D Z. The influence of  
frother on collector-free flotation of stibnite and mispickel  
[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 1995(4): 37-39.
- [5] 徐晓军, 胡熙庚, 刘金华. 辉锑矿的活化与浮选特性[J].  
有色金属(选矿部分), 1995(6): 1-4.  
XU X J, HU X G, LIU J H. Activation and flotation  
characteristics of stibnite[J]. Nonferrous Metals (Mineral  
Processing Section), 1995(6): 1-4.
- [6] 王灿霞, 杨波, 蒲雪丽, 等. 某辉锑矿的选矿工艺试验  
研究[J]. 科技信息, 2008(24): 40.  
WANG C X, YANG B, PU X L, et al. Experimental study  
on beneficiation technology of a stibnite[J]. Science  
Technology Information, 2008(24): 40.
- [7] 吕超飞, 苏晨曦, 高磊, 等. 某厂铜熔炼渣浮选综合回  
收金、银和铜的研究与应用[J]. 贵金属, 2020, 41(3): 31-  
38.  
LV C F, SU C X, GAO L, et al. Comprehensive recovery  
study of gold, silver and copper by beneficiation technology  
from copper smelting slag in a concentrator and its  
application[J]. Precious Metals, 2020, 41(3): 31-38.
- [8] 余群波, 韦其晋, 郭持皓. 高锑金精矿浸出试验研究[J].  
中国资源综合利用, 2016, 34(12): 19-22.  
YU Q B, WEI Q J, GUO C H. Study on leaching of high  
Sb-bearing gold concentrate[J]. China Resources  
Comprehensive Utilization, 2016, 34(12): 19-22.
- [9] 吕超飞, 王宪忠, 张绍辉, 等. 提高某含锑金矿锑浸出  
率的实验研究与实践[J]. 矿冶工程, 2020, 40(2): 101-  
104.  
LV C F, WANG X Z, ZHANG S H, et al. experimental  
research and practice of increasing antimony leaching rate  
from an antimony-bearing gold ore[J]. Mining and  
Metallurgical Engineering, 2020, 40(2): 101-104.