

doi:10.3969/j.issn.1671-9492.2021.04.006

云南某铜金多金属矿中金的赋存特性及选矿工艺研究

段胜红,高起方

(云南黄金矿业集团股份有限公司,昆明 650200)

摘要:以云南某铜金多金属矿为研究对象,探索了金在与其伴生的硫化矿、磁铁矿混合体系中的选矿特性及载体矿物对其选矿指标的影响。依据金在该矿石中的赋存状态、嵌布特征及其载体矿物的多样性等特点,采用了优先选铜再选硫,然后磁选铁矿物的工艺流程。通过精细化调控工艺参数,在最佳的综合条件下,获得的铜精矿铜品位为 18.63%、含金 63.24 g/t,铜回收率为 88.67%,金在铜精矿中的分布率为 67.06%;硫精矿硫品位为 47.86%、含金 2.41 g/t,硫回收率为 86.16%,金在硫精矿中的分布率为 15.08%;铁精矿铁品位为 59.55%、含金 1.20 g/t,铁回收率为 38.22%,金在铁精矿中的分布率为 10.51%,为技术经济指标的提升和工艺改进提供了理论依据。

关键词:多金属矿;金矿物;赋存特性;浮选;磁选

中图分类号:TD923;TD953

文献标志码:A

文章编号:1671-9492(2021)04-0032-07

Study on Occurrence Characteristics and Beneficiation Technology of Gold in a Copper-Gold Polymetallic Ore in Yunnan

DUAN Shenghong, GAO Qifang

(Yunnan Gold Mining Group Co., Ltd., Kunming 650200, China)

Abstract: Taking a copper-gold polymetallic ore in Yunnan as the research object, the beneficiation characteristics of gold in the mixed system of associated sulfide ore and magnetite and the influence of carrier minerals on its beneficiation index were explored. According to the occurrence state of gold in the ore, the characteristics of embedded distribution and the diversity of carrier minerals, the technological process of copper flotation, sulfur flotation and magnetic separation of magnet minerals was adopted. Under the best comprehensive conditions, the copper grade and gold content of copper concentrate are 18.63%, 63.24 g/t, the recovery of copper is 88.67%, and the distribution rate of gold in the copper concentrate is 67.06%. Sulfur grade of sulfur concentrate is 47.86%, containing 2.41 g/t gold, sulfur recovery is 86.16%, and the distribution rate of gold in the sulfur concentrate is 15.08%. Iron grade of iron concentrate is 59.55%, containing 1.20 g/t gold, iron recovery is 38.22%, and the distribution rate of gold in iron concentrate is 10.51%, which provides a theoretical basis for improving technical and economic indicators and process improvement.

Key words: polymetallic ore; gold ore; occurrence characteristics; flotation; magnetic separation

对于含金硫化矿的浮选,许多选矿工作者已经进行了深入的研究,注意力多集中在考查硫化矿物的浮选特性上,而对金与硫化矿物的共存体系,在浮选中的互相影响方面有所忽视。而且在以往的研究中,很少涉及混合体系中的硫化物对单体金在可浮性方面影响的探索;在研究金的浮游特性方面,多数

以单矿物或人工混合矿的一个组分为对象^[1-2]。这些简单的做法,对处理含金多金属硫化矿石的浮选分离在生产参数调控和管理方面的指导性是不足的。大多数情况下,对于浮选单体金或只存在一种金精矿的浮选工艺,需求的最佳浮选条件,与多金属硫化矿的分离条件是有抵触的^[3-4]。云南某铜金多金属矿中金

收稿日期:2020-07-20

基金项目:云南省对外科技合作计划—省院省校科技合作项目(2015IB002)

作者简介:段胜红(1975-),男,云南大理鹤庆县人,学士,高级工程师,主要从事有色金属及贵金属资源综合利用技术研究和管理工作。

的赋存状态及嵌布特征较为复杂,载金矿物有硫化矿、氧化矿,还有脉石矿物,以致金在精矿中的分布极为分散,如何合理控制金的分布,实现选矿经济效益最大化是研究该类矿石选矿技术的核心内容^[5-7]。基于此,本文以云南某铜金多金属矿为研究对象,尝试在这些方面做一些探索性的试验研究和理论分析,目的是为现场技术经济指标提升和工艺改进提供理论依据,同时为从事该类型矿石的深入研究提供参考。

1 矿石性质及金的存在特性

1.1 矿石性质

矿石中主要有价元素为 Au、Ag、Cu、Fe 和 S,主要金属元素 Cu 以硫化物形式存在,因此属于含金硫化铜矿。矿石矿物组成比较复杂,其中金矿物主要为自然金、少量银金矿;银矿物主要为辉银矿、碲银矿、少量自然银、脆银矿、深红银矿和银黝铜矿;铜矿物主要为黄铜矿,其次为硫砷铜矿、黝铜矿、辉铁矿、斑铜矿;铁矿物主要为磁铁矿和菱铁矿,同时含有少量褐铁矿;硫铁矿主要为黄铁矿,还含少量的磁黄铁矿;脉石矿物主要为石英,其次为正长石、云母、高岭石、方解石,少量铁白云石、白云石等。矿石化学多元素分析结果见表 1,铜、铁、金物相分析结果见表 2~4。

表 1 化学多元素分析结果

Table 1 Results of chemical

multi-element analysis /%

组分	Au ¹⁾	Ag ¹⁾	Cu	Pb	Zn	In ¹⁾	Ga ¹⁾	Pt ¹⁾	Mn	Pd ¹⁾
含量	2.10	24.20	0.45	0.013	0.03	2.25	33.51	0.09	0.34	0.03
组分	S	TFe	C	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	As
含量	8.35	29.54	2.30	39.78	5.03	6.84	4.60	1.38	0.24	0.11

注:1)单位为 g/t,下同

表 2 铜物相分析结果

Table 2 Results of copper phase analysis /%

铜相别	硫酸铜	氧化铜	次生硫化铜	原生硫化铜	合计
含量	0.003	0.042	0.062	0.343	0.45
占有率	0.67	9.32	13.78	76.23	100.0

表 3 铁物相分析结果

Table 3 Results of iron phase analysis /%

铁相别	磁铁矿	褐铁及菱铁矿	硫化矿	脉石	总铁
含量	11.83	7.23	8.03	2.35	29.51
占有率	40.09	24.50	27.21	8.20	100.0

表 4 金物相分析结果

Table 4 Results of gold phase analysis /%

金相别	可见金	碳酸盐包裹金	硫化物包裹金	铁矿物包裹金	硅酸盐包裹金	合计
金含量 ¹⁾	1.61	0.03	0.28	0.17	0.01	2.10
占有率	76.36	1.36	13.18	8.20	0.90	100.0

1.2 金的存在特性

矿石中金的嵌布状态较复杂,以微细粒嵌布为特征,主要有 6 种嵌布形式:1)呈微粒状嵌布于黄铁矿与黄铜矿之间;2)呈微细粒包裹体包含于黄铜矿、黄铁矿等硫化矿物之中;3)与菱铁矿的关系较密切,可见大量微细金粒嵌布于菱铁矿中或见金粒嵌布于磁铁矿与菱铁矿之间;4)偶见大量微细粒金粒浸染于磁铁矿中并为磁铁矿所包裹;5)偶见金粒嵌布于黄铁矿与磁黄铁矿之间;6)有的金粒包含于石英中。金粒大多数呈片状,少量呈棒状、不规则状。其粒度分布情况见表 5。

表 5 金粒度分布情况

Table 5 Distribution of gold grain size

粒级/mm	分布率/%	累积分布率/%
-0.16+0.08	5.54	
-0.08+0.04	17.54	23.08
-0.04+0.02	18.46	41.54
-0.02+0.01	29.63	71.17
-0.01+0.005	10.64	81.81
-0.005	18.19	100.0
合计	100.0	

由表 5 结果可知,第 1 种形式的金易于解离,第 2 种形式的金可随铜、硫回收,后 4 种嵌布形式的金不利于回收,需要采取细磨及强化金浮选的手段来提高金的回收率、优化产品中金的分布。

2 试验结果与讨论

自然金常与硫化矿,特别是黄铁矿致密共生,需要进行磨矿使单体金、载金硫化矿、其他目的矿物与脉石充分解离。自然单体金可浮性好,容易回收,而被包裹的细粒金跟随载体矿物进入产品中进行回收。不同类型的矿物可浮性差异较大,因此浮选条件的选择对金的回收及其在产品中的分布有较大影响。根据分析,金富集在铜精矿中的经济价值最高。因此,工艺参数的选择以金富集于铜精矿为依据。

2.1 磨矿细度试验

磨矿细度是影响含金硫化矿物分离及金在产品中分布的关键因素之一,多数自然金是以细粒浸染状存在的,要使细粒自然金单体解离必须进行细磨。磨矿细度对金在各选矿产品中的分布影响比较大,确定合适的磨矿细度除了考虑载金矿物的单体解离度外,更重要的是金的单体解离及富金连生体的存在状态。为考察磨矿细度对选别指标及金分布率的影响,进行了磨矿细度试验,试验流程见图 1,试验结果见表 6。

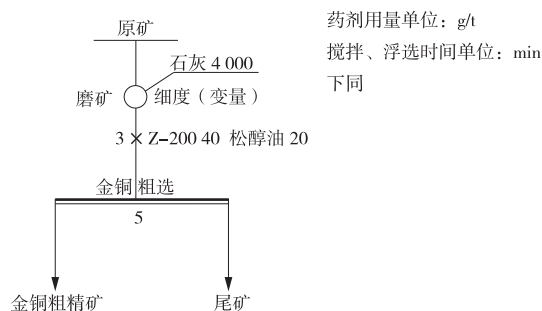


图1 磨矿细度试验流程

Fig. 1 Flowsheet of grinding fineness tests

表6 磨矿细度试验结果

Table 6 Results of grinding fineness tests /%

磨矿细度 (-0.074 mm)占	产品名称	产率	品位		回收率	
			Cu	Au ¹⁾	Cu	Au
70	金铜粗精矿	5.02	7.25	23.10	82.78	55.23
	尾矿	94.98	0.09	0.96	19.22	43.67
	原矿	100.0	0.45	2.10	100.0	100.0
80	金铜粗精矿	4.11	9.11	30.17	85.08	59.04
	尾矿	95.89	0.068	0.90	14.92	40.96
	原矿	100.0	0.44	2.11	100.0	100.0
85	金铜粗精矿	3.91	10.01	34.73	85.17	64.35
	尾矿	96.09	0.071	0.75	14.83	35.65
	给矿	100.0	0.46	2.08	100.0	100.0
90	金铜粗精矿	4.38	8.89	31.07	86.61	64.81
	尾矿	95.62	0.063	0.77	13.39	35.19
	原矿	100.0	0.45	2.10	100.0	100.0

由表6结果可知,随着磨矿细度增加,粗精矿中金、铜品位先逐渐升高后降低,金、铜回收率先逐渐升高后趋于稳定。对于铜来说,当磨矿细度达到-0.074 mm占80%时,粗精矿中铜品位为9.11%、回收率达到85.08%,继续增加磨矿细度,粗精矿铜品位、回收率变化幅度不大;对于金来说,当磨矿细度达到-0.074 mm占85%时,粗精矿金品位为34.73 g/t、回收率达到64.35%,继续增加磨矿细度,金回收率变化幅度不大,而金品位开始下降。综合考虑,磨矿细度选择-0.074 mm占85%较为适宜。

2.2 金铜粗选石灰用量试验

浮选过程中矿浆酸碱度对指标影响较大,在自然状态下磨矿,矿浆电位下降快,不利于多金属矿的浮选分离。要实现铜金多金属硫化矿石的分离,对黄铁矿进行有效抑制是关键。由于不同矿山、不同矿段的黄铁矿可浮性差异较大,特别是氧化率较高的矿石,在自然状态下磨矿,矿浆溶液显酸性,黄铁矿易被铜离子活化。而石灰是黄铁矿最有效的抑制剂,为考察石灰用量对选别指标的影响,采用一

次粗选作业,固定磨矿细度为90%—0.074 mm,捕收剂Z-200用量为40 g/t,松醇油用量为20 g/t,进行了石灰用量试验,试验流程同图1,试验结果见表7。

表7 石灰用量试验结果

Table 7 Results of lime dosage tests /%

石灰用量/ (kg·t ⁻¹)	产品名称	产率	品位		回收率	
			Cu	Au ¹⁾	Cu	Au
2 (pH=7.5)	金铜粗精矿	6.21	6.35	22.34	85.67	66.03
	尾矿	93.79	0.07	0.76	14.33	33.97
	原矿	100.0	0.46	2.10	100.0	100.0
3 (pH=8.5)	金铜粗精矿	5.43	7.11	25.54	85.81	65.44
	尾矿	94.57	0.07	0.77	14.19	34.56
	原矿	100.0	0.45	2.12	100.0	100.0
4 (pH=10)	金铜粗精矿	3.83	10.13	35.56	86.13	64.78
	尾矿	96.17	0.06	0.77	13.87	35.22
	原矿	100.0	0.45	2.10	100.0	100.0
5 (pH=11)	金铜粗精矿	4.01	10.09	34.02	86.07	64.65
	尾矿	95.99	0.07	0.78	13.93	35.35
	原矿	100.0	0.47	2.11	100.0	100.0
7 (pH=12)	金铜粗精矿	3.91	10.12	34.72	85.97	64.91
	尾矿	96.09	0.07	0.76	14.03	35.09
	原矿	100.0	0.46	2.09	100.0	100.0

由表7结果可知,随着石灰用量的增加,粗精矿中金、铜品位逐渐升高,而粗精矿中金、铜回收率变化不大,当石灰用量为4 kg/t时,粗精矿中金品位达到35.56 g/t、铜品位达到10.13%,继续增加石灰用量,金、铜品位变化不大,且金、铜回收率趋于稳定。综合考虑,石灰用量选择4 kg/t为宜。同时也可以看出,在硫化矿混合体系中,增加石灰用量对金浮选影响甚微,这与文献中所记载的过量石灰对游离金的浮选有较强的抑制作用结果不一致,可能是硫化矿物的存在削弱了石灰对游离金可浮性的影响。

2.3 金铜粗选捕收剂种类及用量对比试验

为考察不同种类的捕收剂对选别指标的影响,采用一次粗选作业,固定磨矿细度为90%—0.074 mm,松醇油用量为20 g/t,进行了捕收剂种类及用量对比试验,试验流程同图1,试验结果见表8。

由表8结果可知,随着捕收剂用量增加,粗精矿金、铜品位逐渐降低,金、铜回收率逐渐升高,当捕收剂用量超过40 g/t时,使用两种捕收剂,金、铜回收率都趋于稳定,继续增加捕收剂用量,粗精矿中金、铜品位下降较快。但当捕收剂用量为40 g/t时,粗精矿中铜回收率相差不大,而使用BK916粗精矿中金回收率高2个百分点。综合考虑,选择BK916作为金铜粗选捕收剂,其合适用量为40 g/t。

表 8 捕收剂种类及用量对比试验结果

Table 8 Results of collector types and dosage comparative tests

捕收剂种类及用量/ (g·t ⁻¹)	产品名称	产率	品位		回收率	
			Cu	Au ¹⁾	Cu	Au
Z-200	金铜粗精矿	3.49	10.35	34.04	80.33	56.62
	20 尾矿	96.51	0.09	0.94	19.67	43.38
	原矿	100.0	0.45	2.10	100.0	100.0
	金铜粗精矿	3.82	10.14	36.46	86.14	65.44
	40 尾矿	96.18	0.06	0.77	13.86	34.56
	原矿	100.0	0.45	2.13	100.0	100.0
BK916	金铜粗精矿	4.24	9.02	32.59	86.89	65.78
	60 尾矿	95.76	0.06	0.75	13.11	34.22
	原矿	100.0	0.44	2.10	100.0	100.0
	金铜粗精矿	3.51	10.87	34.70	81.07	57.65
	20 尾矿	96.49	0.09	0.93	18.93	42.35
	原矿	100.0	0.47	2.11	100.0	100.0
	金铜粗精矿	3.75	10.66	37.82	86.97	67.91
	40 尾矿	96.25	0.06	0.70	13.03	32.09
	原矿	100.0	0.46	2.09	100.0	100.0
	金铜粗精矿	4.84	8.23	29.64	86.67	68.06
	60 尾矿	95.16	0.06	0.71	13.33	31.94
	原矿	100.0	0.46	2.11	100.0	100.0

2.4 金铜粗选起泡剂用量试验

金的密度很大,与气泡接触黏附后易脱落,特别是表面被污染的大颗粒金及与脉石的连生体极易脱落再次返回矿浆中,因此控制合适的气泡大小和泡沫稳定性是至关重要的。固定磨矿细度为 90%—0.074 mm,松醇油用量为 20 g/t,进行了起泡剂用量试验,试验流程同图 1,试验结果见表 9。

表 9 起泡剂用量试验结果

Table 9 Results of froth agent dosage tests

松醇油用量/ (g·t ⁻¹)	产品名称	产率	品位		回收率	
			Cu	Au ¹⁾	Cu	Au
10	金铜粗精矿	3.34	11.35	34.31	84.33	54.62
	尾矿	96.66	0.07	0.99	15.67	45.38
	原矿	100.0	0.45	2.10	100.0	100.0
25	金铜粗精矿	3.80	10.21	37.75	86.33	67.44
	尾矿	96.20	0.06	0.72	13.67	32.56
	原矿	100.0	0.45	2.13	100.0	100.0
40	金铜粗精矿	4.56	8.35	31.20	86.59	67.78
	尾矿	95.44	0.06	0.71	13.41	32.22
	原矿	100.0	0.44	2.10	100.0	100.0

由表 9 结果可知,随着松醇油用量的增加,粗精矿中铜品位逐渐降低,回收率逐渐升高;粗精矿中金品位先升高后降低,回收率逐渐升高。当起泡剂松醇油用量为 25 g/t 时,粗精矿中铜品位为 10.21%,金品位为 37.75 g/t,粗精矿中铜回收率为 86.33%、金回收率为 67.44%。综合考虑,起泡剂松醇油用量为 25 g/t 为宜。

2.5 金硫粗选硫化钠用量试验

在硫化矿选厂,矿浆电位是由空气设定的,一般在 -300~100 mV,这个矿浆电位对于获得最佳的回收率而言,通常是过氧化的,特别是对黄铁矿、毒砂和磁黄铁矿等矿物的浮选,而此类矿物又是金的基质矿物,对金的回收有较大的影响。硫化钠是较好的矿浆点位调控还原剂,对自然金、黄铁矿等的浮选有无捕收剂诱导作用,因而对载金黄铁矿有较好的活化作用,为考察硫化钠对选别指标的影响,固定丁基黄药用量为 80 g/t,松醇油用量为 30 g/t,对金铜浮选尾矿进行了硫化钠用量试验,试验流程见图 2,试验结果见表 10。

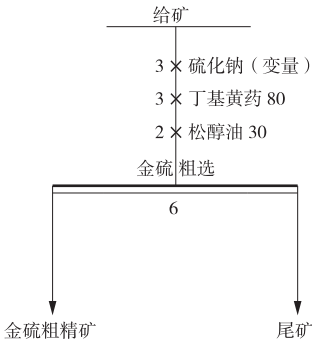


图 2 硫化钠用量试验流程

Fig. 2 Flowsheet of sodium sulfide dosage tests

表 10 硫化钠用量试验结果

Table 10 Results of sodium sulfide dosage tests

硫化钠用量/ (g·t ⁻¹)	产品 名称	作业 产率	品位		作业回收率	
			S	Au ¹⁾	S	Au
0	金硫粗精矿	19.38	33.54	1.65	83.33	45.62
	尾矿	80.62	1.61	0.47	16.67	54.38
	给矿	100.0	7.80	0.70	100.0	100.0
500	金硫粗精矿	18.07	36.18	1.83	85.11	46.44
	尾矿	81.93	1.40	0.46	14.89	53.56
	给矿	100.0	7.68	0.71	100.0	100.0
1 000	金硫粗精矿	17.59	38.35	1.86	87.59	46.78
	尾矿	82.41	1.16	0.45	12.41	53.22
	给矿	100.0	7.70	0.70	100.0	100.0
1 500	金硫粗精矿	17.71	38.40	1.88	87.21	46.99
	尾矿	82.29	1.21	0.46	12.79	53.01
	给矿	100.0	7.80	0.71	100.0	100.0

由表 10 结果可知,随着硫化钠用量的增加,粗精矿中金、硫品位逐渐升高,作业回收率也逐渐升高,当硫化钠用量为 1 000 g/t 时,粗精矿金品位为 1.86 g/t、硫品位为 38.35%,继续增加硫化钠用量,粗精矿指标变化不大。综合考虑,硫化钠用量选择 1 000 g/t 为宜。同时结果也表明,在用硫化钠作黄铁矿活化剂时,捕收剂丁基黄药用量较少,在适宜的硫化钠用量

条件下,甚至可以不用捕收剂,也能获得较好的指标。

2.6 金硫粗选丁基黄药用量试验

一般情况下,丁基黄药是黄铁矿较好的捕收剂,在弱碱性条件下,对被石灰抑制的黄铁矿捕收能力和选择性较强。固定硫化钠用量为 1 000 g/t,松醇油用量为 30 g/t,进行了丁基黄药用量试验,试验流程同图 2,试验结果见表 11。

表 11 丁基黄药用量试验结果

Table 11 Results of butyl xanthate dosage tests

丁基黄药用量/ (g · t ⁻¹)	产品 名称	作业 产率	品位		作业回收率	
			S	Au ¹⁾	S	Au
40	金硫粗精矿	17.15	38.94	1.88	85.53	45.31
	尾矿	82.85	1.36	0.47	14.47	54.69
	给矿	100.0	7.81	0.71	100.0	100.0
80	金硫粗精矿	17.52	38.26	1.87	87.16	46.83
	尾矿	82.48	1.20	0.45	12.84	53.17
	给矿	100.0	7.69	0.70	100.0	100.0
120	金硫粗精矿	18.53	36.35	1.77	87.49	46.95
	尾矿	81.47	1.18	0.46	12.51	53.05
	给矿	100.0	7.70	0.70	100.0	100.0
160	金硫粗精矿	19.14	35.68	1.71	87.54	47.31
	尾矿	80.86	1.20	0.45	12.46	52.69
	给矿	100.0	7.80	0.69	100.0	100.0

由表 11 可知,随着丁基黄药用量的增加,粗精矿中金、硫品位逐渐降低,作业回收率略有增加。当丁基黄药用量为 80 g/t 时,粗精矿金品位为 1.87 g/t、硫品位为 38.26%,继续增加丁基黄药用量,粗精矿中金、硫品位逐渐降低,而作业回收率变化不大。综合考虑,丁基黄药用量选用 80 g/t 为宜。

2.7 载金磁铁矿的磁选试验

磁铁矿是金的载体矿物之一,磁铁矿回收效果的好坏,直接影响金的综合回收。对金硫浮选尾矿,采用一粗一精流程,进行了弱磁磁场强度试验,试验流程见图 3,试验结果见表 12。

由表 12 结果可知,随着精选磁场强度的降低,铁精矿中铁品位升高,金品位略有下降;随着粗选磁场强度的增加,铁精矿中铁品位降低,而金、铁作业回收率升高。当粗选磁场强度为 174.9 kA/m,精选磁场强度为 127.2 kA/m 时,获得的铁精矿金品位为 1.20 g/t、铁品位为 59.55%。由于铁精矿中含有可

再回收的金,综合考虑,适宜的磁场强度为粗选 174.9 kA/m、精选 127.2 kA/m。

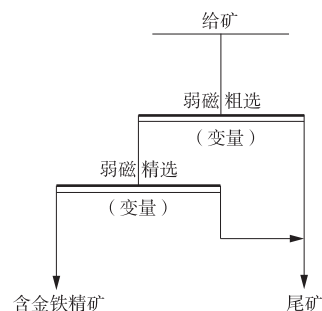


图 3 磁场强度试验流程

Fig. 3 Flowsheet of magnetic field intensity tests

表 12 磁场强度试验结果

Table 12 Results of magnetic field intensity tests

磁场强度/ (kA · m ⁻¹)	产品 名称	作业 产率	品位		作业回收率	
			Fe	Au ¹⁾	Fe	Au
粗选 127.2 精选 79.5	含金铁精矿	19.16	61.45	1.19	45.53	54.31
	尾矿	80.84	17.42	0.24	54.47	45.69
	给矿	100.0	25.86	0.42	100.0	100.0
粗选 174.9 精选 127.2	含金铁精矿	22.89	59.55	1.20	52.85	63.83
	尾矿	77.11	15.77	0.20	47.15	36.17
	给矿	100.0	25.79	0.43	100.0	100.0
粗选 206.7 精选 79.5	含金铁精矿	20.36	60.87	1.17	47.49	56.95
	尾矿	79.64	17.21	0.23	52.51	43.05
	给矿	100.0	26.10	0.42	100.0	100.0

2.8 全流程试验

在条件试验确定的最佳参数下进行全流程试验,试验流程见图 4,试验结果见表 13。

由表 13 结果可知,在最佳条件下铜精矿铜品位为 18.63%、含金 63.24 g/t,铜回收率为 88.67%,金在铜精矿中分布率为 67.06%;硫精矿硫品位为 47.86%、含金 2.41 g/t,硫回收率为 86.16%,金在硫精矿中分布率为 15.08%;铁精矿铁品位为 59.55%、含金 1.20 g/t,铁回收率为 38.22%,金在铁精矿中分布率为 10.51%,金在三种产品中的综合回收率为 92.65%。结果表明,合理的选矿工艺流程和对操作参数的精细控制,实现金在各产品中的合理分布,从而最大限度地提高了金的选矿经济效益。

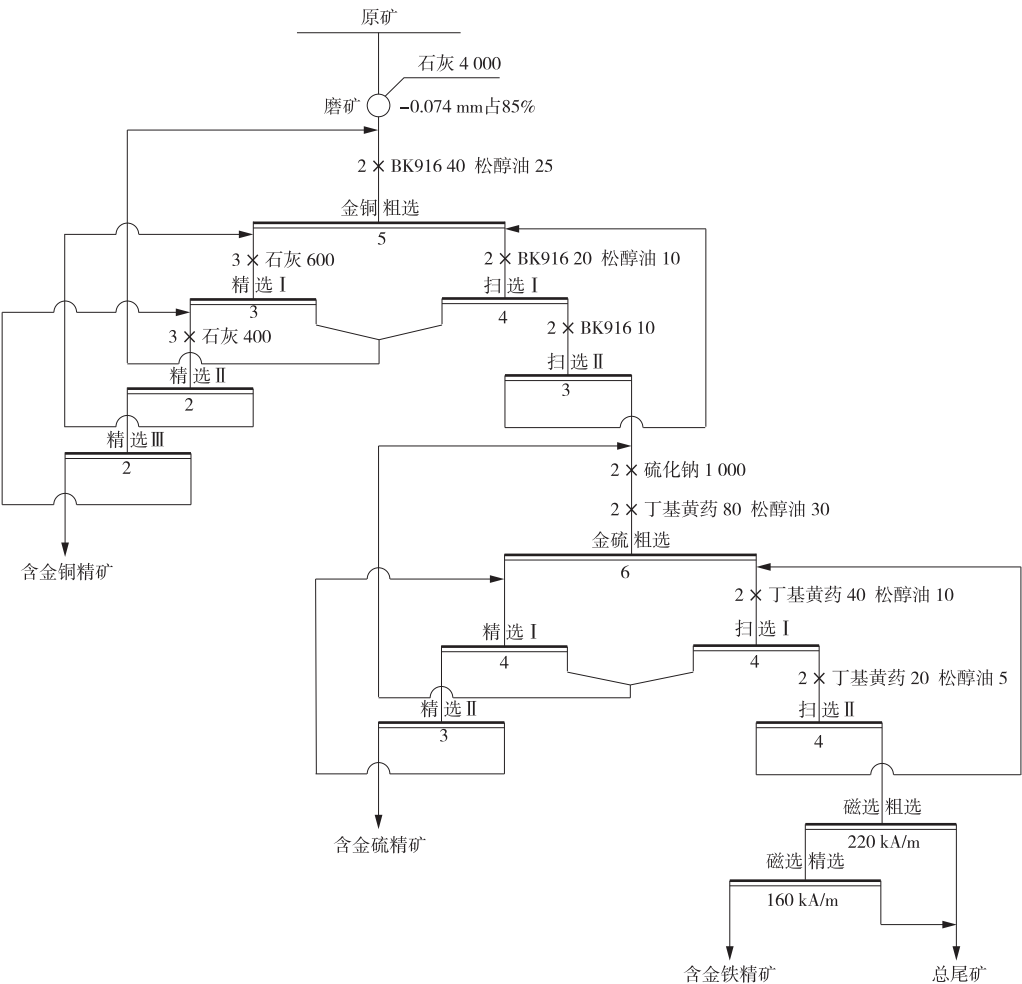


图 4 全工艺试验流程
Fig. 4 Flowsheet of whole process tests

表 13 全工艺流程试验结果
Table 13 Results of whole process tests

/ %

产品名称	产率	品位				回收率			
		Au ¹⁾	Cu	S	Fe	Au	Cu	S	Fe
含金铜精矿	2.24	63.24	18.63	28.56	20.15	67.06	88.67	7.66	5.38
含金硫精矿	14.94	2.41	0.15	47.86	44.19	15.08	4.98	86.16	22.35
含金铁精矿	18.96	1.2	0.038	0.39	59.55	10.51	1.61	0.89	38.22
尾矿	63.86	0.2	0.032	0.66	15.75	7.35	4.74	5.29	34.05
原矿	100.0	2.1	0.45	8.35	29.54	100.0	100.0	100.0	100.0

3 结论

1)金在矿石中的嵌布粒度、存在形式和载体矿物的种类,对金的回收指标和金在产品中的分布影响较大,可以通过提高磨矿细度和选择强化金浮选提高金的浮选回收率。

2)金在与硫化铜的混合体系中浮选,石灰用量对单体金和富金连生体的选别指标影响甚微,这与文献中记载的过量石灰对单体金的浮选有较强的抑制作用结果有所不符,可能是硫化矿物的存在削弱了石灰对游离金可浮性的影响。

3)在浮选载金黄铁矿时,硫化钠对其有较好的活化作用,在少量丁基黄药或不用捕收剂条件下,含金黄铁矿就能得到较好浮游,且碱性 pH 值对其浮选影响较小,原因可能与黄铁矿本身性质和晶体结构有关。

4)在最佳综合条件下进行了全流程试验,获得铜精矿铜品位为 18.63%、含金 63.24 g/t,铜回收率为 88.67%,金在铜精矿中分布率为 67.06%;硫精矿硫品位为 47.86%、含金 2.41 g/t,硫回收率为 86.16%,金在硫精矿中分布率为 15.08%;铁精矿铁品位为 59.55%、含金 1.20 g/t,铁回收率为

38.22%,金在铁精矿中分布率为10.51%,金在三种产品中的综合回收率为92.65%,表明合理的工艺流程和精细化地控制操作参数,能使金在各产品中得到合理分布,因而最大限度的提高金的选矿经济效益。

参考文献

- [1] G C 阿兰,崔红山,李长根.自然金和银金矿浮选评述[J].国外金属矿选矿,2002(1):4-33.
ALLAN G C, CUI Hongshan, LI Changgen. Review on flotation of natural gold and Ag-Au ore[J]. Metallic Ore Dressing Abroad, 2002(1): 4-33.
- [2] 李海红,王淀佐,黄开国.黄铜矿、黄铁矿、金与浮选药剂作用电化学研究[J].有色金属,1993,45(1):34-45.
LI Haihong, WANG Dianzuo, HUANG Kaiguo. Electrochemical studies of chalcopyrite, pyrite, gold and flotation reagents[J]. Nonferrous Metals, 1993, 45(1): 34-45.
- [3] 孙水裕,王淀佐,李柏淡.硫化矿物硫化钠诱导浮选的基本行为[J].江西有色金属,1993,7(3):116-120.
SUN Shuiyu, WANG Dianzuo, LI Baidan. Basic behavior of sulphide induced flotation of sulfide minerals[J]. Jiangxi Nonferrous Metals, 1993, 7(3): 116-120.
- [4] 邱冠周,覃文庆,王淀佐,等.硫化钠诱导浮选的应用研究[J].中国矿业,1996,25(3):37-40.
- QIU Guanzhou, QIN Wenqing, WANG Dianzuo, et al. Application of sodium sulfide induced flotation [J]. China Mining Magazine, 1996, 25(3): 37-40.
- [5] 段胜红,庄世明,张铭,等.云南某含金铜硫矿浮选回水对选别指标的实验研究[J].黄金,2018,39(8):59-63.
DUAN Shenghong, ZHUANG Shiming, ZHANG Ming, et al. Experimental study on separation index of backwater in flotation of a gold-bearing copper and sulfur mine in Yunnan[J]. Gold, 2018, 39(8): 59-63.
- [6] 胡熙庚.有色金属硫化矿选矿[M].北京:冶金工业出版社,1982:392-396.
HU Xigeng. Mineral processing of nonferrous metals[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1982: 392-396.
- [7] 高起方,郑仁军,段胜红,等.含金铜硫型多金属氧硫混合矿选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2020(2):30-37.
GAO Qifang, ZHENG Renjun, DUAN Shenghong, et al. Experimental study on gold-copper-sulfur type polymetallic oxidized-sulphide mixed ore[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2020(2): 30-37.
- [8] 高起方,王国强,罗思岗,等.云南某铜矿快速浮选新技术研究[J].有色金属(选矿部分),2020(4):17-21.
GAO Qifang, WANG Guoqiang, LUO Sigang, et al. Test study of the copper fast flotation technology of a copper mine in Yunnan[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2020(4): 17-21.

(上接第31页)

- [27] 杨慧芬,张强.草分枝杆菌与赤铁矿和石英间的作用力分析[J].金属矿山,2006,35(4):15-18.
YANG Huifen, ZHANG Qiang. Analysis of interaction between *Mycobacterium Phlei* and hematite or quartz[J]. Metal Mine, 2006, 35(4): 15-18.
- [28] YANG H F, ZHANG Q, JIANG Z. Adsorbability of *Mycobacterium Phlei* on hematite surface[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, Mineral, Metallurgy, Material, 2007, 14(2): 103-106.
- [29] YANG H F, LI T, CHANG Y H, et al. Possibility of using strain F9 (*Serratia marcescens*) as a bio-collector for hematite flotation [J]. International Journal of Minerals Metallurgy and Materials, 2014, 21(3): 210-215.
- [30] SARVAMANGALA H, NATARAJAN K A. Microbially induced flotation of alumina, silica/calcite from haematite [J]. International Journal of Mineral Processing, 2011, 99(1): 70-77.
- [31] DEO N, NATARAJAN K A. Studies on interaction of *Paenibacillus polymyxa* with iron ore minerals in relation to beneficiation [J]. International Journal of Mineral Processing, 1998, 55(1): 41-60.
- [32] DIDYK A M, SADOWSKI Z. Flotation of serpentinite and quartz using biosurfactants [J]. Physicochemical Problems of Mineral Processing, 2012, 48(2): 607-618.
- [33] 梁海军,魏德洲.氧化亚铁硫杆菌抑制黄铁矿可浮性作用机理[J].东北大学学报(自然科学版),2009,30(10):1493-1496.
LIANG Haijun, WEI Dezhou. Suppression mechanism of *Thiobacillus ferrooxidans* as biosorbate for reducing flotability of pyrite [J]. Journal of Northeastern University (Natural Science), 2009, 30(10): 1493-1496.
- [34] BOTERO A E C, TOREM M L, DE MESQUITA L M S. Fundamental studies of *Rhodococcus opacus* as a biocollector of calcite and magnesite [J]. Minerals Engineering, 2007, 20(10): 1026-1032.