

甘肃岷县某金矿床南矿带矿石选矿试验研究

康成鑫^{1,2}, 杨可^{1,2}, 姬省军^{1,2*}, 郝柏松^{1,2}, 惠保意^{1,2}

(1. 中国地质调查局西安矿产资源调查中心; 2. 中国地质调查局金矿勘查技术创新中心)

摘要:甘肃岷县某金矿以黄铁矿为主要载金矿物,具有粒度微细、有害元素砷含量偏高等特点,金主要以包裹金形式存在。为有效回收矿石中金,对该矿床南矿带矿石进行选矿试验研究,对比浮选、重选、炭浸、焙烧等单一及联合工艺回收效果。结果表明:浮选可有效回收南矿带矿石中金和银,可获得金精矿金品位45.41 g/t、银品位134.00 g/t,金回收率73.76%、银回收率84.05%的指标。由于主要载金矿物黄铁矿中平均砷含量较高且矿石中存在毒砂,因此南矿带矿石浮选得到的金精矿含砷1.00%,经过降砷探索试验后得出金和砷的关系比较密切,不能有效地进行分离。

关键词:资源利用;含砷;浮选;包裹金;难选矿石;卡林型金矿

中图分类号:TD953

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2025)04-0048-06

doi:10.11792/hj20250410

引言

随着中国易处理金矿资源的日益枯竭,难处理金矿资源已成为黄金工业可持续发展的主要接替资源,这一现状引起了国内外学者的广泛关注和研究^[1-4]。据统计,中国难处理金矿资源储量约为1 200 t,占已探明黄金总储量的30%,主要分布在云南、贵州、甘肃和青海等地区^[5-7]。其中,含砷金矿石作为典型的难处理金矿石类型,因其储量丰富、经济价值可观而备受关注。深入研究含砷难处理金矿石的矿物学特征,并据此开发高效处理工艺,对于实现难处理金矿资源的可持续开发利用具有重要的理论意义和现实价值^[8-11]。

岷县—礼县地区拥有极为优越的成矿地质条件,已经发现众多规模可观的金矿^[12-13]。该区域大多数金矿石砷、硫含量较高,金通常以微细粒形态存在,这使得回收工作颇具挑战。过去,研究者们主要采用浮选法来处理这类矿石,而浮选药剂和工艺是提升回收率的关键因素^[13]。当前,新型药剂的开发显著增强了金的回收效果,但这些新药剂的选择性和成本问题限制了它们在工业上的应用^[7]。因此,对于传统药剂种类和配比的研究仍然具有重要意义。此外,该区域的难处理金矿石无法仅通过单一方法直接提取,通常需要在浮选的基础上结合其他工艺处理,或者采取其他有效的预处理措施,这些方法均能使金的回收率达到

70%以上。因此,针对不同类型矿石选择合适的联合处理工艺显得尤为关键。

甘肃岷县某金矿位于岷礼成矿带,根据矿体分布位置将其分为南北两个矿带,其矿石平均含金3.84 g/t、含砷0.054%,金以次显微金分布于载金矿物中,而载金矿物以黄铁矿为主,这些矿物具有粒度微细、含砷高的特点,通常呈包裹体或浸染状赋存于黄铁矿、毒砂等硫化物中,细磨亦难以分离,属难处理矿石^[14-17]。本研究对该矿床南矿带矿石进行了选矿试验方案的探索,基于浮选试验,同时评估了重选、浸出、焙烧等方法对原矿的回收效果,并最终确定了最佳的工艺参数及流程。

1 矿石性质

研究所用矿石样品为甘肃岷县某金矿床南矿带的典型采坑和钻孔样品。原则上这些样品既具有普遍性,也兼顾了特殊性。通过将样品磨制成高质量的光片、薄片和砂光片,并在显微镜下进行高、中倍率的详细扫描观察,结合化学成分分析和扫描电镜能谱分析,明确了矿石的含矿岩性、物质组成、主要矿物嵌布状态和化学成分,以及金、银元素的赋存状态。此外,对矿石中主要矿物的粒度进行了系统而详细的统计,并总结了矿石类型,为选矿工艺流程的制定提供了翔实可靠的工艺矿物学依据。

南矿带矿石中主要金属矿物为黄铁矿,其次为方

收稿日期:2024-10-03; 修回日期:2024-12-23

基金项目:中央财政地质调查项目(DD20242983, DD20242949)

作者简介:康成鑫(1995—),男,工程师,从事矿床开采技术条件、矿石加工选冶性能研究工作;E-mail:cgs_kcx@163.com

*通信作者:姬省军(1983—),男,工程师,从事工程测量、矿产勘查工作;E-mail:272547045@qq.com

铅矿、银黝铜矿等,闪锌矿、毒砂等含量较少;非金属矿物主要为绢云母,其次是碳酸盐矿物(方解石、白云石)和石英等,其他矿物含量较少;贵金属矿物主要为自然金,极少量为碲金矿。

金物相分析结果显示,金主要以包裹金的形式存在,其中,硫化物包裹金占比达 72.17 %。黄铁矿作为热液型金矿化体系中关键的矿物之一^[18],在南矿带矿石中的粒度较细(-0.043 mm 占比 51.52 %),增加了选矿难度。其他形式的包裹金以硅酸盐矿物包裹金为主,占比 15.46 %,碳酸盐矿物和赤褐铁包裹金占比 7.56 %,这些包裹在硅酸盐矿物、碳酸盐矿物和赤褐铁中的金在选矿过程中同样难以解离回收。裸露一半裸露金占比 4.81 %,这部分金多与碲化汞、石英、黄铁矿、毒砂、辉锑矿等共生,部分以单体形式存在。银主要存在于银黝铜矿中,少量存在于自然金、黄铁矿中,这些银将随着载体矿物的回收而被回收。

该矿区含矿岩性为绢云母板岩,岩石呈鳞片变晶结构,板状构造,主要由绢云母、碳酸盐矿物和石英等组成,金属矿物(主要为黄铁矿)呈星点状分布。矿石化学成分分析结果见表 1。由表 1 可知:矿石金品位为 2.98 g/t,达到工业品位;银品位为 7.70 g/t,达到综合回收标准;含碳 2.55 %,主要以碳酸盐矿物形式存在;有害元素砷品位为 0.064 %,虽品位较低,但可能会在选矿过程中随着金的富集而被富集,因而加大矿石的处理难度。

表 1 矿石化学成分分析结果

Table 1 Chemical composition analysis results of the ore

成分	Au ¹⁾	Ag ²⁾	SiO ₂	Al ₂ O ₃	WO ₃	As	S	CaO	MgO	TC
w/%	2.98	7.70	45.54	12.65	0.01	0.064	0.97	7.76	2.73	2.55

注:1)w(Au)/(g·t⁻¹);2)w(Ag)/(g·t⁻¹);样品由西北有色地质研究院有限公司测试。

2 选矿试验

南矿带矿石为少硫化物绢云母板岩型显微一次显微原生矿石,该类金矿石适宜采用浮选法处理,在载金矿物基本单体解离的情况下,将目的矿物进行富集,得到含金较高的金硫精矿,不仅提高了金品位,而且除去了大量的脉石矿物。选用浮选法开展研究的同时,对比考察重选、浸出及焙烧等多工艺流程试验,以达到最佳选矿效果。

2.1 试验流程方案探索

2.1.1 重选探索试验

重选是处理金矿石常用的一种选别技术,它以成本低廉和环境友好著称。通过摇床重力选矿进行探索性试验,旨在评估在不同磨矿细度(-0.074 mm 占比分别为 55 %、64 %、74 %)条件下,金回收效果的变

化。试验流程见图 1。然而,重选探索试验结果显示,重选尾矿中金损失率高达 74 %~80 %,同时精矿金品位和金回收率均不理想,说明重选流程并不适用于处理此类矿石。

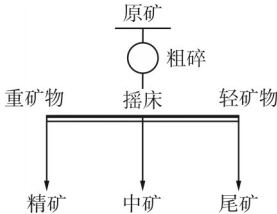


图 1 重选探索试验流程

Fig. 1 Flowchart of exploratory test of gravity separation

2.1.2 浸出探索试验

在矿石细度-0.074 mm 占比 93 %,石灰调节矿浆 pH=11、浸出剂用量 4 kg/t、固液比 1.5:1、浸出时间 24 h 条件下进行直接浸出,最终金浸出率仅为 10.07 %;若将矿石先在焙烧温度 620 ℃、焙烧时间 4 h 条件下进行焙烧预处理后再进行同等条件的浸出,金浸出率可提高至 77.85 %。

2.1.3 浮选—浸出探索试验

对矿石进行浮选探索试验,试验流程见图 2。浮选探索试验精矿金品位较高,为 80.89 g/t,金回收率为 41.55 %。然而,尾矿金损失率高达 34.25 %,因此必须进行尾矿浸出流程,以提高金回收率。将浮选尾矿进行浸出,浸出条件同 2.1.2,金浸出率为 12.5 %。随后使用 100 g/L 硝酸溶液对浮选尾矿进行预处理,再进行同等条件浸出,金浸出率仍只有 18.75 %。原因为金以包裹体形式存在于硫化矿(黄铁矿和毒砂)中,硫化物的包裹阻碍了浸出剂与金的接触,导致金浸出率较低^[19]。

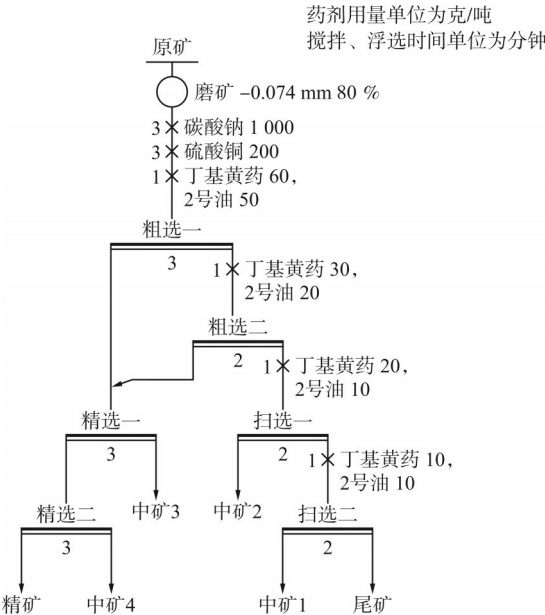


图 2 浮选探索试验流程

Fig. 2 Flowchart of exploratory test of flotation

综合上述探索试验结果,最终确定采用浮选流程作为处理该矿石的主要方法,并通过进一步优化条件减少尾矿中金的损失。

2.2 浮选试验

2.2.1 调整剂种类及用量试验

调整剂选择硫化钠、碳酸钠及硫酸铜,考察调整

剂种类及用量对浮选指标的影响。试验流程及药剂制度见图2,试验结果见表2。

由表2可知:硫化钠、碳酸钠和硫酸铜3种调整剂都能将精矿金回收率提升至约58%,因此确定将这3种调整剂混合使用,用量分别为100 g/t、2 000 g/t和200 g/t。

表2 调整剂种类及用量试验结果
Table 2 Test results of regulator types and dosages

调整剂种类 及用量/(g·t ⁻¹)	精矿			尾矿			
	产率/%	金品位/(g·t ⁻¹)	金回收率/%	产率/%	金品位/(g·t ⁻¹)	金回收率/%	
硫化钠	0	12.29	12.43	51.66	87.71	1.63	48.34
	50	13.57	11.95	54.60	86.43	1.56	45.40
	100	12.54	13.62	57.90	87.46	1.42	42.10
	200	9.35	16.67	53.92	90.65	1.47	46.08
	400	8.03	19.83	54.42	91.97	1.45	45.58
	500	5.29	28.52	50.27	94.71	1.53	49.73
碳酸钠	0	18.12	8.98	55.40	81.88	1.60	44.60
	500	15.96	10.23	55.31	84.04	1.57	44.69
	1 000	12.71	13.21	56.85	87.29	1.46	43.15
	1 500	7.42	22.00	55.22	92.58	1.43	44.78
	2 000	6.35	26.61	57.75	93.65	1.32	42.25
	3 000	6.08	27.30	55.80	93.92	1.40	44.20
硫酸铜	0	3.95	34.55	45.97	96.05	1.67	54.03
	100	5.67	27.15	51.94	94.33	1.51	48.06
	200	6.59	26.44	58.93	93.41	1.30	41.07
	300	8.32	20.49	57.40	91.68	1.38	42.60
	500	7.53	21.82	55.76	92.47	1.41	44.24

2.2.2 捕收剂配比及用量试验

固定磨矿细度为-0.074 mm 占比80%,进行戊基黄药与丁铵黑药配比试验。试验流程及药剂制度见图2,试验结果见表3。

表3 捕收剂配比试验结果
Table 3 Collector proportion test results

$m(\text{戊基黄药}):$ $m(\text{丁铵黑药})$	产物	产率/%	金品位/(g·t ⁻¹)	金回收率/%
1:1	精矿	12.04	17.62	71.53
	尾矿	87.96	0.96	28.47
	原矿	100.00	2.98	100.00
2:1	精矿	11.29	19.13	72.58
	尾矿	88.71	0.92	27.42
	原矿	100.00	2.98	100.00
3:1	精矿	10.47	20.05	71.17
	尾矿	89.53	0.95	28.83
	原矿	100.00	2.98	100.00
5:1	精矿	9.88	21.13	70.27
	尾矿	90.12	0.98	29.73
	原矿	100.00	2.98	100.00

由表2可知: $m(\text{戊基黄药}):m(\text{丁铵黑药})$ 为2:1

时,尾矿金品位最低,金损失率最小,因此选定捕收剂配比为 $m(\text{戊基黄药}):m(\text{丁铵黑药})=2:1$ 。

在上述条件下进行捕收剂用量试验,试验流程见图3,试验结果见表4。

由表4可知:当捕收剂戊基黄药+丁铵黑药用量大于120 g/t+60 g/t时,尾矿金品位变化不大,而精矿金品位逐渐降低,金回收率相差不大。因此,选择戊基黄药+丁铵黑药用量为120 g/t+60 g/t。

2.2.3 磨矿细度试验

适宜的磨矿细度能够使矿物有效单体解离,且可防止过磨产生大量微细粒导致的浮选环境恶化^[20]。由矿石性质可知,矿石中自然金及主要载金矿物黄铁矿的嵌布粒度细,因此,需要进行磨矿细度试验,以达到最佳选别指标。试验流程见图4,试验结果见表5。

由表5可知:随着磨矿细度增加,尾矿金损失率逐渐降低,在磨矿细度-0.074 mm 占比超过80%后,尾矿金品位变化不大;当磨矿细度为-0.045 mm 占比87.07%时,无法有效降低尾矿金品位。故选择磨矿细度-0.074 mm 占比80%进行后续试验。

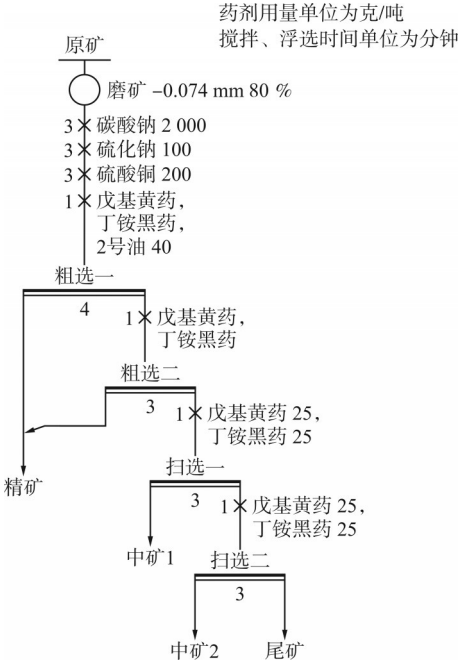


图 3 捕收剂用量试验流程

Fig. 3 Flowchart of collector dosage test

表 4 捕收剂用量试验结果

Table 4 Collector dosage test results

戊基黄药+ 丁铵黑药用 量/(g·t ⁻¹)	产物	产率/%	金品位/ (g·t ⁻¹)	金回收率/%
50+25	精矿	4.11	33.61	46.34
	中矿 1	1.31	18.71	8.22
	中矿 2	1.79	12.44	7.47
	尾矿	92.79	1.22	37.97
	原矿	100.00	2.98	100.00
100+50	精矿	7.73	23.82	61.68
	中矿 1	2.39	7.20	5.76
	中矿 2	2.90	5.02	4.88
	尾矿	86.98	0.95	27.68
	原矿	100.00	2.98	100.00
120+60	精矿	10.19	20.17	68.40
	中矿 1	3.67	4.83	5.90
	中矿 2	3.22	3.13	3.35
	尾矿	82.92	0.81	22.35
	原矿	100.00	2.98	100.00
150+80	精矿	11.75	17.32	68.38
	中矿 1	4.21	4.35	6.15
	中矿 2	3.85	3.03	3.92
	尾矿	80.19	0.80	21.55
	原矿	100.00	2.98	100.00
200+100	精矿	12.88	15.97	68.22
	中矿 1	4.41	4.57	6.68
	中矿 2	3.64	2.97	3.59
	尾矿	79.07	0.82	21.51
	原矿	100.00	2.98	100.00

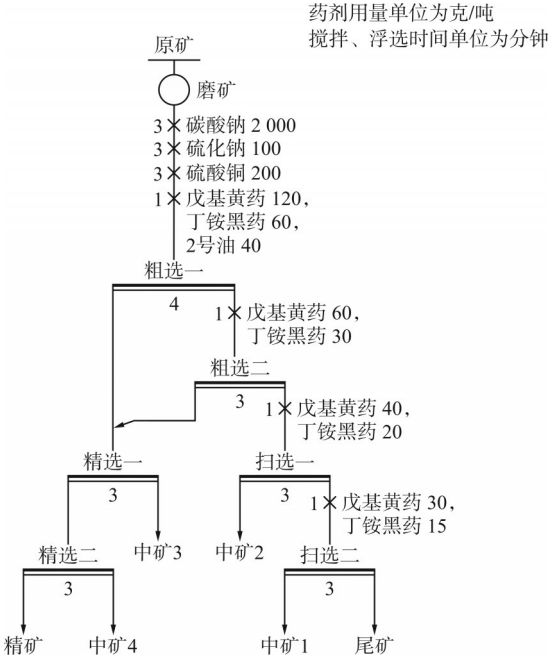


图 4 磨矿细度试验流程

Fig. 4 Flowchart of grinding fineness test

2. 2. 4 闭路试验

根据上述条件试验所选定的最佳工艺参数进行闭路试验。试验流程见图 5,试验结果见表 6。

由表 6 可知:闭路试验可获得产率 4.83 %、金品位 45.41 g/t、金回收率 73.76 %的精矿;银随着金的回收而被回收,精矿中银品位为 134.00 g/t、银回收率为 84.05 %;精矿含砷 1.00 %。

2. 3 降砷探索试验

闭路试验结果表明,精矿含砷达 1.00 %,超出了精矿中砷含量的允许标准。此外,矿石中金、砷的密切共生不仅影响了金品位分析的准确性,还显著降低了金回收率^[21]。为探究金、砷分离的可行性,开展降砷探索试验。目前,工业上常用的金砷分离技术主要包括氧化剂法、组合抑制剂法及石灰-铵盐抑制剂法等。基于此,本研究分别采用石灰-铵盐抑制剂法和氧化剂法进行探索试验。试验流程见图 6,试验结果见表 7。

由表 7 可知:采用不同抑制剂均未能实现金、砷有效分离,精矿含砷始终在 0.75 % 以上。这一现象与矿石性质研究结果相吻合,说明金和砷之间存在密切的共生关系,导致常规抑制剂难以实现选择性分离。这一发现为进一步研究金、砷分离工艺提供了重要参考,表明需要开发更为高效的分离技术或采用联合工艺来实现金、砷的有效分离。

3 结 论

1)甘肃岷县某金矿床南矿带矿石主要载金矿物为黄铁矿,金主要以包裹金形式存在,矿石中金品位

表5 磨矿细度试验结果
Table 5 Grinding fineness test results

$w(\text{磨矿细度}-0.074\text{ mm})/\%$	产物	产率/%	金品位/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	金回收率/%	$w(\text{磨矿细度}-0.074\text{ mm})/\%$	产物	产率/%	金品位/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	金回收率/%
55	精矿	1.18	64.61	25.58	80	中矿1	3.22	3.76	4.04
	中矿4	0.63	12.96	2.74		尾矿	83.61	0.82	22.89
	中矿3	2.54	4.37	3.72		原矿	100.00	2.98	100.00
	中矿2	1.19	16.73	6.68	85	精矿	3.53	46.22	54.61
	中矿1	0.94	11.21	3.54		中矿4	2.16	8.24	5.96
	尾矿	93.52	1.84	57.74		中矿3	4.92	4.28	7.05
	原矿	100.00	2.98	100.00		中矿2	4.04	4.46	6.03
65	精矿	2.07	57.01	39.63		中矿1	3.66	3.43	4.20
	中矿4	0.93	13.27	4.14		尾矿	81.69	0.81	22.15
	中矿3	2.58	5.19	4.50		原矿	100.00	2.98	100.00
	中矿2	1.80	11.32	6.84	90	精矿	3.68	44.08	54.75
	中矿1	1.34	9.16	4.12		中矿4	2.32	8.09	6.34
	尾矿	91.28	1.33	40.77		中矿3	5.24	3.80	6.72
	原矿	100.00	2.98	100.00		中矿2	4.41	4.18	6.22
75	精矿	2.46	54.86	44.88		中矿1	4.06	2.93	4.02
	中矿4	1.33	12.12	5.36		尾矿	80.29	0.81	21.95
	中矿3	3.17	4.87	5.13		原矿	100.00	2.98	100.00
	中矿2	2.98	8.47	8.39	87.07 ¹⁾	精矿	2.56	58.73	50.45
	中矿1	3.06	6.33	6.44		中矿4	2.31	10.62	8.20
	尾矿	87.00	1.03	29.80		中矿3	5.90	3.79	7.50
	原矿	100.00	2.98	100.00		中矿2	4.17	5.63	7.86
80	精矿	3.38	48.25	54.44		中矿1	3.63	3.42	4.16
	中矿4	1.95	8.11	5.28		尾矿	81.43	0.80	21.83
	中矿3	4.74	5.13	8.12		原矿	100.00	2.98	100.00
	中矿2	3.10	5.05	5.23					

注:1) $w(\text{磨矿细度}-0.045\text{ mm})/\%$ 。

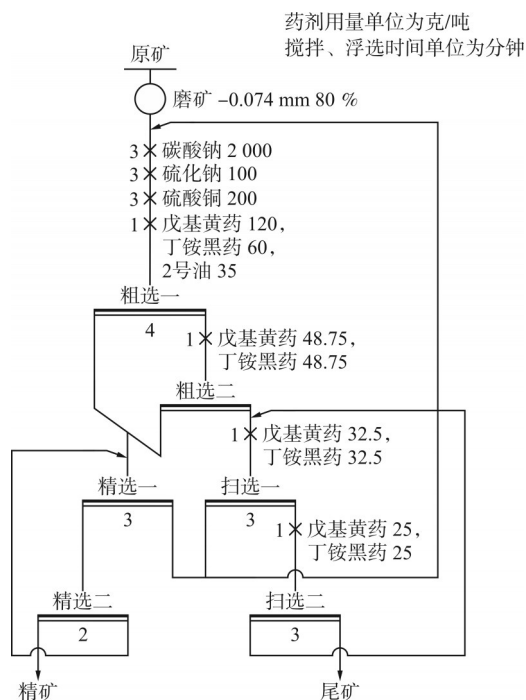


图5 闭路试验流程

Fig. 5 Flowchart of closed-circuit test

表6 闭路试验结果

Table 6 Closed-circuit test results

产物	产率/%	品位			回收率/%	
		金/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	银/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	砷/%	金	银
精矿	4.83	45.41	134.00	1.00	73.76	84.05
尾矿	95.17	0.82	1.29	—	26.24	15.95
原矿	100.00	2.98	7.70	0.064	100.00	100.00

为2.98 g/t,银品位为7.70 g/t,含碳2.55 %,有害元素砷品位为0.064 %。

2)在最优浮选条件下,精矿金品位可达45.41 g/t、银品位可达134.00 g/t,金回收率为73.76 %、银回收率为84.05 %。浮选工艺能够显著提高矿石中金和银的品位及回收率。

3)矿石中黄铁矿平均砷含量较高,精矿含砷1.00 %。降砷探索试验发现,金和砷的共生关系比较密切,难以有效进行分离。这一问题需要在后续研究中进一步解决,以降低精矿中砷含量,满足冶炼要求。

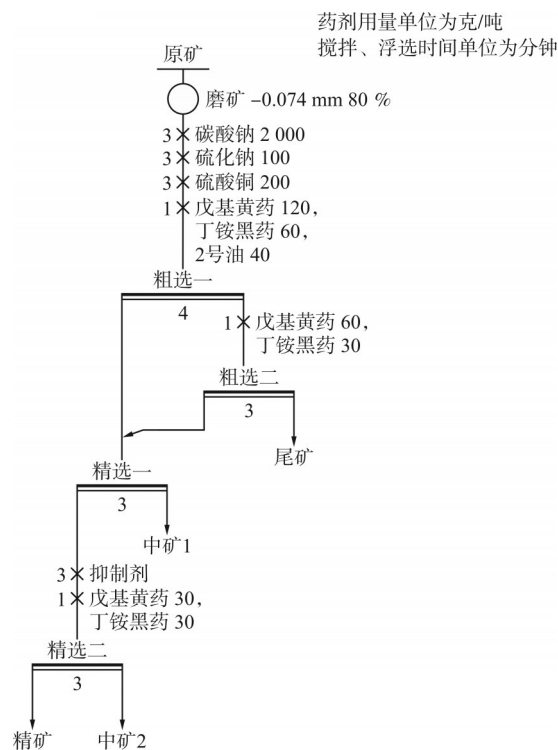


图 6 降砷探索试验流程

Fig. 6 Flowchart of exploratory test of arsenic reduction

表 7 降砷探索试验结果

Table 7 Exploratory test results of arsenic reduction

药剂种类及 用量/(g·t ⁻¹)	产物	产率/%	品位		金回收 率/%
			金/(g·t ⁻¹)	砷/%	
	精矿	3.15	53.22	1.35	56.81
	中矿 2	1.92	9.62	0.21	6.26
	中矿 1	5.07	4.66	—	8.00
	尾矿	89.86	0.95	—	28.93
	原矿	100.00	2.98	0.064	100.00
石灰 500+ 氯化铵 300	精矿	1.85	50.73	1.12	31.54
	中矿 2	2.62	36.77	1.02	32.37
	中矿 1	5.03	4.44	—	7.50
	尾矿	90.50	0.94	—	28.59
	原矿	100.00	2.98	0.064	100.00
石灰 2 000+ 氯化铵 500	精矿	0.81	42.25	0.76	11.67
	中矿 2	3.15	45.93	1.16	49.35
	中矿 1	5.47	5.00	—	9.33
	尾矿	90.57	0.96	—	29.65
	原矿	100.00	2.98	0.064	100.00
石灰 1 000	精矿	0.97	44.49	0.90	14.58
	中矿 2	2.96	48.70	1.28	48.71
	中矿 1	4.15	5.13	—	7.20
	尾矿	91.92	0.95	—	29.51
	原矿	100.00	2.98	0.064	100.00
高锰酸钾 1 000	精矿	0.74	38.86	0.79	9.71
	中矿 2	3.48	45.42	1.13	53.35
	中矿 1	4.83	4.77	—	7.78
	尾矿	90.95	0.95	—	29.16
	原矿	100.00	2.98	0.064	100.00

[参 考 文 献]

[1] 李建华,孙小俊.某高硫含砷难处理金矿选冶试验研究[J].黄金,2024,45(2):51-56.

[2] 刘慧,赵福财,王苹,等.某高硫含砷低品位金精矿选矿工艺研究[J].黄金,2024,45(1):47-51.

[3] 王强.微细包裹型碳质金矿的非氰提金试验及机理研究[D].昆明:昆明理工大学,2019.

[4] 刘怀礼,刘玉雷,陆智,等.广西某含砷含碳微细粒难选冶金矿选矿试验研究[J].黄金,2015,36(5):55-58.

[5] 杨波,童雄,谢贤,等.选冶联合提高甘肃某难浸金矿浮选尾矿金回收率的试验研究[J].黄金科学技术,2020,28(2):285-292.

[6] 明平田,陈自强,任琪,等.青海某难选半氧化金矿选矿试验研究[J].黄金科学技术,2016,24(4):107-111.

[7] 吕超,赵轩,梁溢强,等.云南某氧化铜浮选试验研究[J].有色金属(选矿部分),2019(3):46-50.

[8] 沈述保,唐明刚.含砷金矿浮选的研究进展[J].黄金科学技术,2014,22(2):63-66.

[9] 缙明亮,崔长征.甘肃某卡林型氧化金矿石回收金试验研究[J].黄金,2012,33(4):43-45.

[10] 黄怀国,张卿,林鸿汉.难选冶金矿提取工艺工业应用现状[J].黄金科学技术,2013,21(1):71-77.

[11] 牛艳萍,宗京京,丁淑芳,等.某含砷含碳难处理金矿选矿试验研究[J].矿冶工程,2014,34(2):50-53.

[12] 杨瀚文,王建中,魏立勇,等.甘肃寨上超大型钨、金(铋)多金属矿床成因研究[J].西北地质,2021,54(1):125-138.

[13] 马承,宋伊圩,孙彪,等.西秦岭岷礼成矿带地球化学特征及其地质意义[J].黄金科学技术,2021,29(4):489-499.

[14] 田润青,刘云华,田民民,等.陕西某微细粒浸染型金矿选矿试验研究[J].黄金科学技术,2016,24(6):102-106.

[15] 明平田,蒋光山.青海省独立型岩金矿选冶技术现状和研究进展[J].黄金科学技术,2018,26(5):622-628.

[16] 马辉,伊山廷,袁朝新,等.某难处理金矿加压氧化提金试验研究[J].黄金,2025,46(1):30-36.

[17] 石磊,李玺,王艳,等.甘肃某难选金矿石选矿工艺研究[J].黄金,2023,44(2):34-37.

[18] 高永伟,王志华,黎卫亮,等.热液型金矿床中的黄铁矿矿物学研究综述[J].西北地质,2019,52(3):58-69.

[19] 冯大伟,王玲.选冶联合处理低品位含金尾矿的试验研究[J].黄金科学技术,2021,29(2):315-323.

[20] 黄长峰,曹玉川.湖南某金矿浮选工艺研究[J].矿冶工程,2020,40(5):65-67.

[21] 杨理勤,陈占生,谢璐,等.卡林型金矿金砷成分分析标准物质研制[J].岩矿测试,2018,37(2):209-216.

- of cobalt from copper-cobalt ores on the African Copper belt—An overview[J]. *Minerals Engineering*, 2020, 156: 106450.
- [8] 余群波, 韦其晋, 郭持皓. 非洲某铜钴精矿焙烧试验研究[J]. *中国资源综合利用*, 2017, 35(1): 19–22.
- [9] 汪云华, 董海刚, 范兴祥, 等. 两段硫酸化焙烧—水浸从红土镍矿中回收镍钴[J]. *有色金属(冶炼部分)*, 2012(2): 16–18.
- [10] 汤玉和, 汪泰, 李杏英, 等. 云南某铜钴矿的选冶试验研究[J]. *矿冶工程*, 2011, 31(5): 53–55.
- [11] 梁建龙, 刘惠娟, 史文革, 等. 某含钴铜尾矿的浸出研究[J]. *矿冶工程*, 2006, 26(5): 37–39.
- [12] 陈晓军, 孙彦文, 郭持皓. 高硫铜钴精矿焙烧—酸浸试验[J]. *云南化工*, 2021, 48(7): 39–40.
- [13] 孟祥龙, 张海宝, 陈燕杰, 等. 刚果(金)铜钴矿处理方法综述[J]. *有色冶金设计与研究*, 2022, 43(1): 1–4.
- [14] 韦其晋, 霍松龄, 孙留根, 等. 非洲某高铜低硫铜精矿焙烧—酸浸试验研究[J]. *中国资源综合利用*, 2018, 36(6): 27–31.
- [15] 霍明春, 陆兆锋, 杨晓龙, 等. 某金精矿焙烧氧化—氰化浸金试验研究[J]. *黄金*, 2023, 44(11): 44–47.
- [16] 张清波. 原矿焙烧提金技术分析[J]. *黄金*, 2020, 41(9): 108–112.
- [17] 李健, 王鹏, 赵国惠, 等. 某含金原生矿石沸腾焙烧—氰化提金工艺试验研究[J]. *黄金*, 2021, 42(8): 71–75.
- [18] 郭韵, 张福建, 张栩宁, 等. 复杂锌精矿沸腾焙烧的行为研究[J]. *矿产综合利用*, 2022(4): 71–74.
- [19] 邓蕊, 曾鹏, 陈国木, 等. 锌精矿富氧焙烧工业试验[J]. *有色金属(冶炼部分)*, 2019(6): 11–14.
- [20] 裴增文, 吴文辉, 尹福兴, 等. 含金高品位硫精矿沸腾焙烧工业试验研究[J]. *黄金*, 2022, 43(4): 58–64.

Experimental study on fluidized bed roasting of cobalt-bearing copper concentrate

Li Jian

(Changchun Gold Research Institute Co., Ltd.)

Abstract: This study investigates the fluidized bed roasting process for treating a cobalt-bearing copper concentrate from overseas, focusing on investigating the key technical parameters of the ore during fluidized bed roasting. Results demonstrate that the optimal fluidized bed roasting conditions include a temperature of 630 °C, air atmosphere, gas-to-feed ratio of 2.2 m³/kg (operational), and material retention time of 6–7 h. Under these conditions, the roasting slag yield reaches 76.70 %, with a dust generation rate of 33.11 %. Subsequent sulfuric acid leaching of the mixed slag after continuous fluidized bed roasting achieves leaching rates of 96.58 % for copper and 89.57 % for cobalt. Flue gas analysis reveals an oxygen concentration of 2.95 %, SO₂ concentration of 60 900 mg/m³, and CO concentration of 2 130 mg/m³. Relative productivity of recovered dust via gravity, cyclone, and bag filter systems are 52.52 %, 31.62 %, and 15.86 %, respectively. The relative metal contents of copper and cobalt in the dust account for 19.34 % and 13.53 %, respectively. These results provide solid data for the industrial-scale fluidized bed roasting design of cobalt-bearing concentrates.

Keywords: cobalt-bearing copper concentrate; fluidized bed roasting; roasting temperature; gas-to-feed ratio; roasting slag; leaching

(上接第53页)

Experimental study of the beneficiation of the ores on the southern ore belt in a gold deposit, Minxian, Gansu

Kang Chengxin^{1,2}, Yang Ke^{1,2}, Ji Shengjun^{1,2}, Hao Baisong^{1,2}, Hui Baoyi^{1,2}

(1. Xi'an Mineral Resources Survey Center, China Geological Survey;

2. Innovation Center for Gold Exploration Technology, China Geological Survey)

Abstract: A gold deposit in Minxian, Gansu, features fine-grained pyrite as the primary gold-bearing mineral, with elevated hazardous arsenic content and gold predominantly occurring as encased gold. To optimize gold recovery from the ores, beneficiation tests of the ores on the southern ore belt were conducted comparing the recovery effects of flotation, gravity separation, carbon-in-leach (CIL), and roasting, both individually and in combination. Results indicate that flotation effectively recovers gold and silver from the ores on the southern ore belt, yielding a gold concentrate grade of 45.41 g/t Au and 134.00 g/t Ag, with recovery rates of 73.76 % Au and 84.05 % Ag. However, due to high average arsenic levels in gold-bearing pyrite and the presence of arsenopyrite, the gold concentrate retains 1.00 % arsenic through the flotation of the ores on the southern ore belt. Exploratory arsenic reduction tests revealed a strong correlation between gold and arsenic, rendering effective separation unfeasible.

Keywords: resources utilization; arsenic-bearing; flotation; encased gold; refractory ore; Carlin-type gold deposit