



## 某微细粒蚀变岩型金矿高效浮选新工艺研究

明平田, 李飞

(青海省第六地质矿产勘查院, 青海省金矿资源开发工程技术研究中心, 青海 都兰 816100)

**摘要:** 某金矿已探明金资源量 58 t, 远景储量有望达到 100 t。矿石性质为微细粒蚀变岩型矿, 属难选金矿。经过多年的建设、工艺优化和技术改造, 选矿处理能力达到 4000 t/d, 浮选回收率由 70% 提高至 81.5%。近年来, 选矿指标难以有质的提升。为了提高该矿山的选矿指标, 采用化学分析、MLA 自动矿物分析仪、偏光显微镜、扫描电镜、人工重砂等手段, 开展了原矿、精矿、尾矿工艺矿物学研究和磨矿分级、浮选作业工艺考察, 分析出制约选矿工艺提升的关键技术难题, 即原矿金嵌布粒度微细、泥质矿物含量高和旋流器底流金循环量大, 造成微细粒金难以单体解离、已解离的单体目的矿物表面受到污染而随着浮选尾矿流失, 是选矿指标难以有效提升的主要原因。为下步工艺优化研究和选矿厂技术改造指明了方向。

**关键词:** 难选金矿; 工艺矿物学; 磨矿; 单体解离度; 泥化; 浮选; 流程考察

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2019.05.027

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2019) 05-0127-07

金矿资源是国家重要的战略性资源, 黄金对维护国家金融安全和金融稳定具有重要作用, 广泛应用于金融储备、珠宝、首饰、装饰、电子、宇航、通讯、化工、国防、医疗和科研等领域<sup>[1]</sup>。我国金矿资源丰富, 几乎在全国各省区均有分布<sup>[2]</sup>, 但金矿床呈现“小、贫、散”的特点。随着金矿资源的开发, 高品位易选冶金矿资源越来越少, 难选冶金矿资源占已探明金资源储量的 40%<sup>[3]</sup>。

某金矿已探明金资源量 58 t, 远景储量有望达到超大型金矿床。该金矿为微细粒蚀变岩、低品位、难选冶矿石。经过 10 多年的建设和发展, 矿山建有两个选矿厂, 选矿采用浮选工艺, 矿石处理能力达到 4000 t/d。通过多年的工艺优化和技术改造, 浮选回收率由 70% 提高至 81.5%。近三年来, 浮选回收率维持在 81.0% ~ 81.5%, 采用现有设备和工艺浮选指标难以有效提高。为了进一步提高该难选金矿资源的利用率, 组织技术力量开展了选矿工艺流程考察, 调查工艺存在的问题,

为下步工艺优化和技术改造指明研究方向<sup>[4]</sup>。

### 1 选矿工艺及生产指标简介

该矿山有 A、B 两座选矿厂, 选矿工艺流程结构对比见表 1。

表 1 选矿厂选矿工艺

工段名称	A 选厂	B 选厂
设计处理能力/(t·d <sup>-1</sup> )	1500	2000
破碎	两段一闭路	一段开路
磨矿分级	一段	溢流型球磨机 + 旋流器
	二段	溢流型球磨机 + 旋流器
浮选	一粗二精二扫, 两个系列	一粗三精三扫, 一个系列
精矿脱水		浓密 + 压滤
尾矿脱水		浓密

由表 1 可见, 两个选矿厂选矿工艺基本相同。不同之处主要在碎磨和浮选工段, A 选厂采用常规碎磨流程, B 选厂采用 SABC 流程, B 选厂比 A

收稿日期: 2018-11-20

基金项目: 青海省创新平台建设项目 (2016-GX-G02) 和青海省海西州科技支撑计划项目 (2017-103) 联合资助

作者简介: 明平田 (1977-), 男, 高级工程师, 主要从事选矿技术研究工作。

选厂增加了一次精选和一次扫选。

随着矿山采矿逐步向地下深部延伸，原矿中硫、砷含量逐步提高，经过选矿试验，不断优化选矿工艺和药剂制度。近三年来，磨矿细度（-74 μm 含量）为 70% ~ 73%，浮选浓度为 30% ~ 33%，药剂制度见表 2，选矿厂生产指标见表 3。

由表 2 可见，该药剂制度中，调整剂（硫酸铜、

表 2 选矿厂药剂制度

Table 2 Pharmaceutical system of concentrating mills

作业名称	药剂名称	药剂用量 / (g·t <sup>-1</sup> )
粗选	硫酸铜	80 ~ 100
	碳酸钠	0 ~ 500
	丁铵黑药	50
	戊基黄药	60
	11# 油	10
扫一	丁铵黑药	25
	戊基黄药	30
扫二	丁铵黑药	13
	戊基黄药	15
扫三*	丁铵黑药	7
	戊基黄药	8

\*: B 选厂

碳酸钠) 仅在粗选中添加。基于丁铵黑药选择性强，并具有较好的捕收能力和起泡性，粗选起泡剂 11# 油用量少，扫选中不添加 11# 油。

表 3 2016 ~ 2018 年选矿厂生产指标

Table 3 Production indicators of mineral processing plants from 2016 to 2018

年度	金品位 / (g·t <sup>-1</sup> )			选矿指标		
	原矿	精矿	尾矿	精矿产率 / %	金富集比 / %	回收率 / %
2016	2.40	26.47	0.49	7.36	11.03	81.01
2017	2.43	27.69	0.48	7.16	11.40	81.52
2018	2.33	28.64	0.46	6.64	12.29	81.57

表 4 原矿多元素分析结果 / %

Table 4 Multi-element analysis results of the raw ore

Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	Bi	Fe	Mo	Cr	C <sub>org</sub>
2.36	3.20	0.017	0.076	0.057	0.025	4.57	0.0024	2.34	0.32
St	S <sup>2-</sup>	As	MgO	K <sub>2</sub> O	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>
2.01	1.39	0.41	1.91	3.73	59.34	15.28	3.56	1.86	0.57

由表 4 可见，原矿中金品位偏低，伴生少量银，其他元素未达到综合回收要求，有害元素硫、砷含量较高。

由表 3 可见，近三年入选原矿金品位为 2.33 ~ 2.43 g/t，金精矿品位 26.47 ~ 28.64 g/t，回收率为 81.01% ~ 81.57%，选矿指标较为稳定。生产指标表明：在现有设备和工艺条件下，浮选指标难以有质的提升。

## 2 工艺流程考察

为了掌握和了解原矿矿石性质的变化，对原矿、精矿、尾矿进行矿物学研究，并对磨矿分级和浮选工艺进行流程考察，分析现有工艺存在的问题。

### 2.1 原矿矿物学考察

近年来我国工艺矿物学的发展与其他学科一样发展迅速<sup>[5]</sup>，尤其是 MLA 等矿物自动检测仪器的问世，不仅试现了矿物组成、含量和单体解离度测定的自动化，而且有效提高准确性和重现性<sup>[6]</sup>。工艺矿物学研究结果不仅能够诠释选矿机理和诊断选矿工艺流程，而且能够为工艺优化提供可靠的研究方向。

对原矿进行化学分析，并采用偏光显微镜、扫描电镜和 MLA 矿物自动检测系统对原矿进行工艺矿物学考察<sup>[7]</sup>，主要查明有益有害元素含量、矿石矿物组成、金的赋存状态、金及其载体矿物的嵌布粒度等矿物学因素，为后续工艺优化提供理论依据。

#### 2.1.1 原矿化学分析及矿物组成

原矿多元素分析结果见表 4，矿物种类和组成结果见表 5。

表5 原矿矿物种类及组成  
Table 5 Mineral types and composition of the raw ore

矿物类型		矿物名称及含量							
贵金属矿物	主要	自然金 微量							
	次要	碲金 微量	方锑 金矿 微量	黑铋 金矿 微量	锑铂矿 微量	螺旋硫 银矿 微量	自然银 微量	碲银矿 微量	锑银 矿 微量
金属硫(砷)化矿物	主要	黄铁矿 2.731		磁黄铁矿 1.647		毒砂 0.576			
	次要	斜方砷 铁矿 0.050	闪锌矿 0.034	黄铜矿 0.011	方铅矿 0.008	辉锑矿 0.002	辉铋镍 矿 0.001	辉锑铁 矿 0.001	
金属氧化矿物		褐铁矿 0.599		金红石 0.254		白钛石 0.155		钛铁矿 0.022	
		粘土类矿物							
脉石矿物	主要	石英 35.939	绢云母 30.039	绿泥石 3.527	粘土 2.732	蒙脱石 0.731	长石 11.697		
	次要	方解石 3.832		白云石 0.282		阳起石 0.611		黑云母 0.454	

由表5可见,该矿石贵金属矿物含量较多,金属硫(砷)化矿物含量为5.061%,金属氧化矿物含量为1.030%,脉石矿物含量大于90%,其中石英含量为35.939%,粘土类矿物含量为37.029%,脉石矿物之间硬度差大。在磨矿过程中易产生次生矿泥,对目的矿物的回收会造成一定的影响。

2.1.2 金的赋存状态及嵌布粒度

将矿石磨至-38 μm,进行单矿物提纯,并化验金品位,结合显微镜和扫描电镜分析,根据矿物含量,计算金在矿石中的平衡,结果见表6,该矿石主要载体矿物为毒砂、黄铁矿和磁黄铁矿。主要载金矿物的嵌布粒度见表7,金的嵌布粒度见表8。

表6 原矿中金平衡分配

Table 6 Distribution of gold in the crude ore

矿物	矿物含量/%	Au(g·t <sup>-1</sup> )	占有率
游离金	微量	/	34.21
石墨	0.360	2.90	0.43
黄铁矿	2.765	9.66	11.01
磁黄铁矿	1.647	2.49	1.69
毒砂/斜方砷铁矿	0.626	151.60	39.11
其他金属硫化矿物	0.024	/	/
其他	0.756	/	/
脉石矿物	93.822	0.35	13.54
合计	100.000	2.43	100.00

由表6可见:

- (1) 在矿石磨至-38 μm,可单体解离的游离金占比34.21%;
- (2) 原矿中包裹金为65.78%。其中,包裹在毒砂/斜方砷铁矿、黄铁矿和磁黄铁矿中的金占总金量的51.81%,是该矿石主要的载体矿物,包裹在脉石矿物中的金占比为13.54%,包裹在石墨中的金占比为0.43%。

因此,该矿石主要回收游离金和硫化矿物(毒砂/斜方砷铁矿、黄铁矿和磁黄铁矿)。

表7 主要载金矿物的嵌布粒度

Table 7 The disseminated size of the major carrier minerals

嵌布 粒度	粒级 / μm	分布率/%		
		毒砂	黄铁矿	磁黄铁矿
粗粒	-2560+2000	/	2.18	/
中粒	-2000+200	19.58	31.25	29.56
细粒	-200+20	64.61	54.32	51.20
微粒	-20	15.81	12.25	19.24
	累计	100.00	100.00	100.00

由表7可见,黄铁矿的嵌布粒度比毒砂和磁黄铁矿略粗,主要载体矿物(黄铁矿、毒砂和磁黄铁矿)的嵌布粒度以中细粒为主,为浮选的适宜范围。

表 8 金的粒度测定结果

Table 8 Detection results of gold disseminated size

嵌布粒度	粒级 / $\mu\text{m}$	分布率 / %
细粒	-80+20	36.37
	-20+10	24.86
微粒	-10+5	26.03
	-5	12.74
	小计	63.63
	累计	100.00

由表 8 可知，矿石金以细微粒金为主，-40  $\mu\text{m}$  为 98.45%，-10  $\mu\text{m}$  的难选金为 38.77%。

### 2.1.3 工艺矿物学考察结果分析与讨论

由上述工艺矿物学研究结果可见，该矿石为典型的难浮选金矿。选矿工艺的合理性和存在的问题如下：

(1) 原矿中贵金属矿物种类较多，金矿物主要为自然金为主，其次是碲金银矿、方锑金矿和黑铋金矿。金属硫（砷）化矿物含量为 5% 左右，主要载体矿物为毒砂、黄铁矿和磁黄铁矿，也是浮选回收的主要目的矿物。从扫描电镜和显微镜观察，毒砂的连生体主要为石英和绢云母，黄铁矿的连生体主要为石英，其次为绢云母和方解石，磁黄铁矿的连生体主要为石英，其次为绢云母和长石。由于载体矿物化学成分的差异，采用组合用药的药剂制度是合理的，有利于提高浮选回收率。

(2) 脉石矿物间硬度差大，泥质矿物含量高达 37%，由于磨矿的选择性，泥质矿物在磨矿过程中易泥化，会对浮选造成不利影响。

(3) 金的赋存状态以包裹金为主，占比 65.79%。其中包裹在脉石矿物中的金为 13.54%。从扫描电镜和显微镜观察观测结果可见，成群的微细粒金 (-10  $\mu\text{m}$ ) 包裹在绢云母、石英和楣石中，特别是包裹在石英和楣石中的金很难单体解离，该部分金将难以回收。因此，预计该矿石最高回收率为 86%。

(4) 金的嵌布粒度微细，金粒度 -40  $\mu\text{m}$  的金

占比为 98.45%，难浮选金 (-10  $\mu\text{m}$ ) 为 38.77%，这就要求矿石细磨，细磨后虽然能够提高目的矿物的单体解离度，但次生矿泥对已单体解离的目的矿物表面会造成污染，从而影响目的矿物的回收。

## 2.2 磨矿分级工艺考察

磨矿分级主要考察磨矿浓度、细度、分级效率、返砂比和磨矿回路中金平衡等技术参数。

### 2.2.1 磨矿分级工艺参数考察

磨矿分级工艺参数考察结果见表 9。

表 9 选矿厂磨矿分级工艺参数考察结果

Table 9 Investigation results of grinding classification process parameters in dressing plant

作业	工艺参数	单位	A 选厂	B 选厂
一段磨矿分级	矿石处理量	$/(t \cdot h^{-1})$	75.00	110.00
	旋流器 / 振动筛给矿浓度	%	63.33	33.02
	旋流器 / 振动筛给矿细度	-74 $\mu\text{m}$ %	21.80	37.33
	旋流器底流 / 筛上浓度	%	72.23	98.45
	旋流器底流 / 筛上细度	-74 $\mu\text{m}$ %	12.12	0.38
	旋流器溢流 / 筛下浓度	%	44.01	32.37
	旋流器溢流 / 筛下细度	-74 $\mu\text{m}$ %	56.94	38.06
	返砂比		363.02	3.00
	分级效率	%	44.51	97.08
	二段磨矿分级	旋流器给矿浓度	%	42.69
旋流器给矿细度		-74 $\mu\text{m}$ %	34.56	43.00
旋流器底流浓度		%	69.22	68.40
旋流器底流细度		-74 $\mu\text{m}$ %	14.15	18.42
旋流器溢流浓度		%	30.56	27.64
旋流器溢流细度		-74 $\mu\text{m}$ %	71.65	72.33
返砂比			181.28	119.30
分级效率		%	58.16	54.57

由表 9 可见，A 选厂一段旋流器底流 -74  $\mu\text{m}$  12.12%，返砂比 363.02%，分级效率 44.51%；二段旋流器底流 -74  $\mu\text{m}$  14.15%，返砂比 181.28%，分级效率 58.16%。B 选厂二段旋流器底流 -74  $\mu\text{m}$  18.42%，返砂比 119.30%，分级效率 54.57%。

### 2.2.2 磨矿回路金平衡考察

对原矿、旋流器给矿、旋流器溢流、旋流器底流分别取样，化验金。磨矿分级回路中金平衡见表 10。

表 10 选矿厂磨矿分级工艺金平衡考察结果

Table 10 Study on the gold balance of grinding process in dressing plant

作业	金品位及金在磨矿回路中循环名称	单位	厂别	
			A 选厂	B 选厂
一段磨矿分级	原矿金品位	g/t	2.45	2.38
	旋流器 / 振动筛给矿金品位	g/t	3.20	2.41
	旋流器溢流 / 筛下金品位	g/t	2.45	2.37
	旋流器底流 / 筛上金品位	g/t	3.41	2.42
	金在磨矿回路中循环率	%	505.27	3.05
二段磨矿分级	旋流器给矿金品位	g/t	2.80	3.02
	旋流器溢流金品位	g/t	2.44	2.39
	旋流器底流金品位	g/t	3.00	3.54
	金在磨矿回路中循环率	%	222.89	176.70

由表10可见,A选厂原矿金品位2.45 g/t,一段、二段旋流器底流金品位分别为3.41 g/t和3.00 g/t,均高于原矿品位,金在一、二段磨矿回路中循环率分别为505.27%、222.89%; B选厂原矿品位2.38 g/t,二段旋流器底流金品位3.54 g/t,比原矿品位高1.16 g/t,金在磨矿回路中循环率为176.70%。说明金在旋流器底流存在富集现象。

### 2.2.3 磨矿分级工艺考察结果分析与讨论

在磨矿分级回路中,A选厂旋流器底流中-74 μm 12.12% ~ 14.15%,分级效率为44.51% ~ 58.16%,金在磨矿回路中循环率为222.89% ~ 505.27%; B选厂旋流器底流中-74 μm 12%,分级效率为54.57%,金在磨矿回路中循环率为176.70%。基于主要的载体矿物嵌布粒度以中细粒为主,旋流器底流势必含有已单体解离的矿物,返回到磨机中再磨,势必会造成过粉碎和已单体解离的目的矿物表面的污染,必将会影响到目的矿物的回收。

## 2.3 浮选工艺考察

浮选工艺主要考察各选厂选矿指标、精矿、尾矿矿物学考察,原矿(二段旋流器溢流)、精矿和尾矿粒级筛析等,分析金流失的原因。

### 2.3.1 浮选指标考察结果

浮选工艺考察结果见表11。

表 11 选矿厂浮选指标考察结果

Table 11 Survey results of flotation indexes in dressing plant

厂别	金品位/(g·t <sup>-1</sup> )			选矿指标		
	原矿	精矿	尾矿	精矿产率/%	金富集比	回收率/%
A	2.31	25.80	0.46	7.30	11.17	81.53
B	2.19	28.50	0.44	6.24	13.01	81.21

由表11可见,该矿山A选厂原矿品位为2.31 g/t,精矿品位为25.80 g/t,精矿产率为7.30%,回收率为81.53%,B选厂入选品位为2.19 g/t,精矿品位为28.50g/t,精矿产率为6.24%,回收率为81.21%,两个选厂选矿指标较接近。

### 2.3.2 原精尾矿粒级筛析结果

对原矿、精矿、尾矿进行粒级筛析,化验各粒级金品位,计算各粒级产率和回收率。粒级筛析结果见表12。

表 12 选矿厂原矿精矿尾矿粒级筛析结果

Table 12 Results of granularity analysis of the raw ore and concentrate and tailings in dressing plant

产物名称	参数名称	厂别	粒级/μm					
			+150	-150+106	-106+90	-90+74	-74+45	-38
原矿	产率	A	17.15	7.05	4.15	15.49	6.44	49.72
	/%	B	16.25	5.97	6.77	14.00	5.48	51.53
	品位	A	0.94	1.15	1.16	1.71	3.13	2.69
	/(g·t <sup>-1</sup> )	B	0.85	0.96	1.00	1.83	5.04	3.25
精矿	产率	A	9.49	4.52	5.59	21.44	6.40	52.57
	/%	B	15.81	5.80	5.48	19.62	5.55	47.74
	品位	A	6.16	8.83	10.95	20.75	31.50	39.00
	/(g·t <sup>-1</sup> )	B	3.21	5.50	6.89	13.50	26.55	39.75
尾矿	产率	A	23.15	6.20	5.25	13.02	4.05	47.97
	/%	B	15.65	5.41	6.55	14.63	4.04	53.72
	品位	A	0.43	0.35	0.33	0.32	0.40	0.45
	/(g·t <sup>-1</sup> )	B	0.62	0.51	0.52	0.40	0.39	0.50
回收率	/%	A	58.33	72.44	73.78	82.56	88.34	84.24
		B	33.54	51.67	51.92	80.53	93.64	85.69

由表12可见:

(1) 两个选厂原矿粒级分布趋势大体一致,A选厂精矿-38 μm 粒级产率和尾矿+106 μm 粒级产率明显高于B选厂,而B选厂精矿+106 μm 粒级产率、尾矿-38 μm 粒级产率明显高于A选厂。

(2) 两个选厂原矿、精矿随着粒度的减小,金品位逐级提高,在B选厂-74+45 μm 粒级金品

位为 5.48 g/t, 明显高于 A 选厂, 而尾矿品位呈现两头高中间低的趋势。

(3) 两个选厂各粒级回收率随着粒度的减小, 先升高后降低。值得注意的是, 在 +90  $\mu\text{m}$  A 选厂回收率明显高于 B 选厂, 而在 -74  $\mu\text{m}$  B 选厂的回收率优于 A 选厂。

### 2.3.3 精矿矿物学考察结果

利用 MLA650、显微镜和扫描电镜检测各粒级的矿物组成, 检测结果表明, 金主要分布在 -74+5  $\mu\text{m}$  粒级中, 主要载体矿物毒砂、黄铁矿和磁黄铁矿均有较高的富集。从精矿人工重砂可见单体金, 粒度为 2 ~ 5  $\mu\text{m}$ , 另有少量的 50  $\mu\text{m}$  单体金粒, 还有少量的黑铋金矿和方锑金矿以及极少量的锑铂矿。更多见的微细粒金赋存在毒砂中, 少数赋存在黄铁矿和磁黄铁矿中。A 选厂相比较 B 选厂, 金、毒砂、黄铁矿的富集比降低, 而磁黄铁矿的富集比提高。

### 2.3.4 尾矿矿物学考察结果

利用 MLA650、显微镜和扫描电镜检测各粒级的矿物组成, 毒砂、黄铁矿和磁黄铁矿在各粒级均有分布, 尾矿中含有微量的金、黑铋金矿和方锑金矿。A 选厂相比较 B 选厂, 主要载金矿物毒砂、黄铁矿和磁黄铁矿的含量有所降低。结合 A、B 选厂尾矿矿物学检测结果, 尾矿中金主要以下述方式流失:

- (1) 粒径为 0.5 ~ 3.0  $\mu\text{m}$  的金包裹在石英、方解石和绢云母等脉石矿物中;
- (2) 粒径为 4.0 ~ 6.0  $\mu\text{m}$  金与毒砂连生;
- (3) 粒径为 2.0 ~ 4.0  $\mu\text{m}$  的金包裹在毒砂和斜方砷铁矿中;
- (4) 人工重砂发现少量的 10 ~ 40  $\mu\text{m}$  单体金和 10 ~ 20  $\mu\text{m}$  单体方锑金矿。

### 2.3.5 浮选工艺考察结果分析与讨论

该矿山选矿厂原矿入选品位较为接近, A 选厂原矿金品位略高于 B 选厂, 两个选矿厂回收率均达到 81% 以上, B 选厂比 A 选厂多了一次精选,

其精矿品位略高, 精矿产率略低。从粒级筛析结果上分析, 随着粒度的减小, 回收率先升高后降低, 呈现两头低中间高的趋势, A 选厂 +90  $\mu\text{m}$  回收率明显优于 B 选厂, 而在 -74  $\mu\text{m}$  以 B 选厂的回收率优于 A 选厂, 其原因可能是磨矿钢球级配不同导致的结果, B 选厂应重视 +74  $\mu\text{m}$  矿物的单体解离问题, A 选厂应重视细粒级金回收问题。从尾矿矿物学考察结果可见, 尾矿中金主要以微细粒包裹金流失, 其次是单体金粒和单体方锑金矿。由此可见, 该矿山选矿工艺既存在单体解离度不够的问题, 又存在过磨问题, 这是选矿指标难以有质的提升的主要原因。

## 3 结 语

(1) 该矿石硫(砷)矿物含量较低, 泥质矿物含量高, 金的赋存状态复杂, 载体矿物较多, 金的嵌布粒度微细。矿石性质要求矿石细磨, 才能提高矿物的单体解离度, 但矿石细磨后产生大量的次生矿泥, 对提高浮选回收率不利。因此, 通过选矿试验和生产试找找到磨矿细度的平衡点对该选矿厂提高回收率具有重要的作用。

(2) 基于原矿性质, 该矿山选矿厂经过多年的选矿试验研究和生产试找, 磨矿细度 (-74  $\mu\text{m}$ ) 由 80% 降低至 71% 左右, 并且采用组合用药的药剂制度, 在现有设备和工艺的条件下, 找到了磨矿细度的平衡点, 有效地提高了选矿指标。选矿工艺的选择是合理的。

(3) 该矿山选矿厂分级设备主要为旋流器, 旋流器的分级效率不足 60%, 由于金及硫(砷)矿物比重较高, 易在旋流器底流富集。磨矿分级工艺考察结果表明, 由于旋流器分级效率不高, 旋流器底流 -74  $\mu\text{m}$  10% ~ 20%, 而金的载体矿物毒砂、黄铁矿、磁黄铁矿嵌布粒度以中细粒为主, 其必定含有一定量单体解离的目的矿物。同时, 金在旋流器底流存在明显的富集现象, 金在磨矿回路中循环率较高。已单体解离的目的矿物在磨

矿回路中循环累积，必将造成这些单体解离矿物的过粉碎，会影响到选矿回收率。

(4) 浮选工艺考察结果表明，+90 μm 金回收率不足80%，其原因主要是单体解离度偏低造成的。从尾矿粒级筛析结果看，各粒级金品位呈现两头高中间低的趋势，尤其是B选厂。尾矿中金以包裹金和单体解离的金粒和方锑金矿流失，印证了选矿工艺存在过磨和欠磨问题，是选矿回收率难以有效提升的主要原因。因此，下步的研究方向主要解决旋流器底流金富集和循环累积问题，降低已单体解离矿物的过粉碎，减轻次生矿泥对浮选的影响，并提高目的矿物的单体解离度，从而提高浮选指标。

### 参考文献：

- [1] 涂博, 张亚辉, 尤大海, 等. 难处理金矿非氰提金方法研究现状 [J]. 贵金属, 2013, 34(4): 73-81.
- [2] 涂怀奎. 我国金矿的分布与开发现状 [J]. 黄金地质, 1998, 4(4): 58-61.
- [3] 刘舒飞, 王庆飞, 李亮. 中国黄金产业现状及对策建议 [J]. 资源与产业, 2016, (4): 1-5.
- [4] 彭明生, 刘晓文, 刘羽, 等. 工艺矿物学近十年的主要进展 [J]. 矿物岩石地球化学通报, 2012, 31(3): 210-217.
- [5] 于鸿宾, 张国钢, 郑晔, 等. 陕西某金矿浮选工艺流程考查及优化措施研究 [J]. 有色金属: 选矿部分, 2017, (1): 46-50.
- [6] 邱沙. 新疆某铜钴矿工艺矿物学研究 [J]. 有色金属: 选矿部分, 2017(1): 1-6.
- [7] 聂轶苗, 牛福生, 张悦. 工艺矿物学在矿物加工中的应用及发展趋势 [J]. 中国矿业, 2011, 20(4): 121-123.

## New High-efficiency Flotation Process for a Microgranular Altered Rock Gold Mine

Min Pingtian, Li Fei

(Qinghai 6<sup>th</sup> Institute of Geology and Mineral Exploration,

Qinghai Engineering Research Center for Gold Mineral Resource Development, Dulan, Qinghai, China)

**Abstract:** A gold mine has proven that the gold resources is 58 t, and the prospective reserves are expected to be 100 t. The ore is fine-grained altered rock type, which is a kind of gold deposit suffers flotation. After years of construction, process optimization and technological reformation, the mineral processing capacity reached 4000 t/d, and the recovery rate of flotation is increased from 70% to 81.5%. In recent years, it is difficult to improve the ore dressing indexes qualitatively. In order to improve the ore dressing indexes of this mine, a series of means including chemical analysis, automatic mineral analyzer (MLA), polarized light microscope, scanning electron microscopy and artificial heavy sand were applied. The technological mineralogy analysis of raw ore, concentrate and tailings were carried out, and examined the inspection of grinding classification and flotation process. The key technical problems that restrict the improvement of ore dressing process are analyzed, that is, the fine grain size of the original ore inlay, the high content of mud minerals and the large amount of gold circulation at the bottom of hydrocyclone, resulting in the difficult for the fine-grained gold monomers to be dissociated, and the surface of the dissociated monomer is contaminated and lost with the flotation tailings, which is the main reason why the mineral dressing index can not be effectively improved. It pointed out the direction for the next step of technological optimization research and technological reformation of mineral processing plant.

**Keywords:** Refractory gold ore; Process mineralogy; Grinding; Single separation degree; Argillization; Flotation; Process of investigation