

某低品位难选金矿选矿厂流程考察及诊断

明平田^{1,2} 邢晴晴^{1,2} 洪秋阳³

- (1. 青海省第六地质矿产勘查院, 青海 格尔木 816000;
2. 青海省金矿资源开发工程技术研究中心, 青海 都兰 816100;
3. 广东省资源综合利用研究所 广东 广州 510650)

摘要: 为了查找某低品位难选金矿选矿厂工艺存在问题, 开展了全流程工艺考察、工艺矿物学研究和流程诊断。查明了原矿性质、各产物的工艺矿物学特性、各作业的工艺技术指标和各粒级金的回收率。分析了矿石难选原因、工艺矛盾和问题, 提出了改进措施和工艺优化的研究方向, 为该选矿厂进一步优化工艺和提高选矿指标提供了科学依据。

关键词: 难选金矿; 选矿; 流程考察; 诊断

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2018.01.028

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2018) 01-0128-06

2015 年我国已查明黄金资源储量超过 11000t。我国难处理(难选冶)金矿资源丰富, 分布在贵州、云南、四川、甘肃、青海、广西、陕西、新疆等西部省区^[1-3]。随着金矿资源的陆续开发, 高品位、易选矿石越来越少, 矿石的“贫、细、杂”等难选问题日渐突出, 如何高效开发利用这些难处理金矿资源, 对我国黄金产业的发展和选冶技术进步具有重要意义。

某 800 t/d 金矿选矿厂于 2009 年建成投产, 随着矿区金资源量的增加, 2011 年对选矿厂进行了扩能改造, 处理能力由 800 t/d 提高至 1600 t/d。该矿区金矿石为高砷高碳易泥化微细粒浸染型极难选冶金矿石, 原矿金品位为 2.77 g/t 左右, 选矿采用浮选工艺。通过多年的选矿试验和工艺优化研究, 金回收率由 70.00% 提高至 80.94%。为了查找问题, 该矿山与广东省资源综合利用研究所合作, 开展了选矿全流程的工艺考察和诊断, 借助化学分析、电子显微镜、扫描电镜和 MLA650 矿物自动分析仪等工艺矿物学研究方法, 重点查明原矿的矿物组成和含量、金和载体矿物的赋存状态、嵌布粒度、中间产品目的矿物单体解离度、精矿的矿物学特征以及金在尾矿中流失的原因等, 分析了工艺存在问题, 诠释了选矿机理, 提出了下一步工艺优化的研究方向, 旨在为该金矿提高选

矿指标提供科学依据^[4]。

1 选矿厂生产现状

1.1 选矿工艺简介

破碎工艺采用两段一闭路破碎流程。粗碎为 C80 颚式破碎机, 筛分为 2YA1836 圆振筛, 细碎为 GP11F 圆锥破碎机; 磨矿采用两段两闭路工艺流程, 一段磨机为 MQY3660 溢流型球磨机, 分级设备为 $\Phi 500 \text{ mm} \times 3 \text{ mm}$ 旋流器, 二段磨机为两台 MQY2736 溢流型球磨机(并联), 实际运行其中的一台, 分级设备为 $\Phi 375 \text{ mm} \times 6 \text{ mm}$ 旋流器; 浮选为一粗二精二扫工艺, 浮选分两个系列, 粗扫选第一槽为 XCF-8 (共 6 台)、其余为 KYF-8 浮选机 (共 22 台), 精选采用 BF-4 浮选机 (共 10 台), 两个系列的精矿进入精矿泵池, 泵送至 $\Phi 15 \text{ m}$ 精矿浓密机, 浓密机底流进入 XMZGFSZD200/1250-U 厢式自动隔膜压滤机压滤脱水, 两个系列的尾矿进入尾矿泵池, 泵送至 $\Phi 30 \text{ m}$ 尾矿浓密机, 精矿浓密机溢流、精矿压滤水和尾矿浓密机溢流自流至回水箱, 泵送至选矿厂高位回水池循环利用, 尾矿浓密机底流泵送至尾矿库, 尾矿库澄清水进入回水泵站, 经泵送至选矿厂高位回水池循环利用。选矿工艺流程见图 1。

收稿日期: 2017-05-16; 改回日期: 2017-06-30

基金项目: 青海省科技支撑计划项目资助 (2015-SF-122); 青海省创新平台专项基金 (2016-GX-G02)

作者简介: 明平田 (1977-), 男, 高级工程师, 主要从事金矿选冶研究和生产技术管理工作。

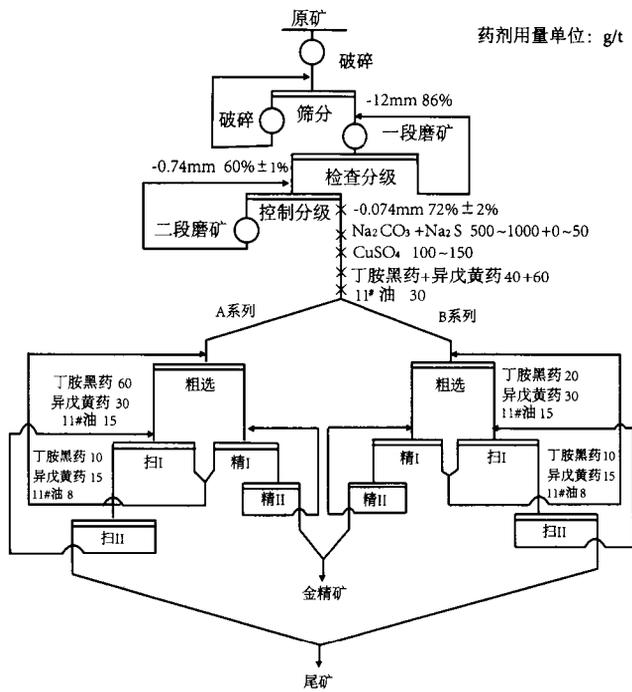


图1 选矿工艺流程

Fig.1 The flowsheet of mineral process

1.2 主要选矿指标

考察前选矿厂平均矿石处理量为1680t/d, 生产指标见表1。

表1 选矿厂生产指标

Table 1 The production index of mineral process plant

名称	产率 /%	品位 / (g·t ⁻¹)	回收率 /%	富集比
原矿	100.00	2.77	100.00	
精矿	8.20	27.34	80.94	9.87
尾矿	91.80	0.58	18.06	

2 选矿全流程工艺考察结果及分析

2.1 原矿和选矿产品工艺矿物学考察

近几十年来, 国内外工艺矿物学发展迅速, 越来越多的矿业科技工作者认识到工艺矿物学在评价选矿工艺的合理性、优化和提高选矿指标等方面的重要作用^[5-6]。

2.1.1 原矿工艺矿物学考察

样品采自选矿厂3#皮带, 元素化学分析结果见表2。

表2 样品多元素分析结果 /%

Table 2 Chemical element analysis results of ore samples

Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	Bi	Fe	Mo	固定碳	S _(T)	As	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
2.45	1.53	0.008	0.009	0.028	0.03	4.49	0.0025	0.36	2.01	0.28	59.44	15.17	3.52	1.93

*单位为g/t。

由表2可见, 本矿石金品位偏低, 伴生少量银, 其他有价元素未达到综合回收要求, 有害杂质砷、碳含量较高。

原矿工艺矿物学考察主要结论如下:

(1) 矿石中贵金属矿物种类多, 金矿物除自然金之外, 还有极微量的碲金银矿、方铍金矿和黑铋金矿。银矿物主要有自然银、螺状硫银矿、碲银矿、铋银矿, 金、银品位偏低; 金属硫化矿物主要为黄铁矿、磁黄铁矿和毒砂, 占总矿物含量的5%; 金属氧化物含量少, 主要为褐铁矿、钛铁矿、金红石和白钛石, 占总矿物含量的1%; 脉石矿物主要为石英(36%)、粘土类矿物(37%)、长石(12%)和方解石(4%), 脉石矿物之间硬度差大。

(2) 金的赋存状态研究结果表明, 矿样中金粒大多数呈显微、超显微分散状态包含于毒砂(含斜方砷铁矿)中, 其次包含于绢云母、绿泥石和石英等脉石矿物中, 少数与黄铁矿和磁黄铁矿连生或包裹。显微镜中可见金不多, 大多数为包裹金, 金粒包裹于毒砂和斜方砷铁矿中, 粒度大多小于1 μm, 甚至达到纳米级, 只有扫描电镜下能够分辨。该矿石中可解离的游离金占总金量的34.21%, 在矿石磨至38 μm以下, 仍包裹于毒砂(含斜方砷铁矿)中的金占总金量的39.11%, 包裹于黄铁矿(含少量闪锌矿)中的金占总金量的11.01%, 包裹于磁黄铁矿中的金占总金量的1.69%, 包裹于石墨中的金占总金量的2.61%, 包裹于脉石矿物中的金占总金量的13.54%。

(3) 矿物嵌布粒度测定结果表明, 黄铁矿、毒砂和磁黄铁矿的嵌布粒度以中细粒为主, 均处于浮选的适宜范围。金粒度则以微细粒金为主, 98%以上金粒粒度小于40 μm, 并且小于10 μm的难选金粒占有率达38.77%之多。

由上述结果可见, 该矿为高含泥、微细粒-超微粒浸染型含碳、砷的极难选冶金矿石。金的回收与载体矿物(硫、砷化物)的回收密切相关, 尤其要重视毒砂的回收。由于金的嵌布粒度及其

微细，在选矿生产过程中矿石需要细磨，但矿石泥质矿物含量高，矿石细磨后要注意泥质矿物的泥化现象对浮选工艺的影响。

2.1.2 载体矿物的单体解离度考察

样品来自于二段旋流器溢流，进行细度、矿物单体解离度测定和矿物学查定。结果表明，二段旋流器溢流 -74 μm 70.14%，主要载金矿物毒砂、黄铁矿、磁黄铁矿的解离度分别为 80.77%、72.59% 和 78.29%。毒砂的连生矿物主要为石英、绢云母，黄铁矿的连生矿物主要为石英，其次为绢云母和方解石，磁黄铁矿的连生矿物主要为石英，其次为绢云母和长石。表明在该磨矿细度下载金矿物的解离度偏低，其中黄铁矿的解离度略差于毒砂和磁黄铁矿。

2.1.3 精矿矿物学考察

样品来自于两个系列的精矿（总精矿），对总精矿进行矿物学查定。人工重砂中可见单体金粒，最粗粒径为 50 μm，但非常稀少，而更多见的是微细的金粒赋存于毒砂中，少数赋存于黄铁矿和磁黄铁矿中。金矿物除自然金以外，还有微量黑铋金矿和方铋金矿，此外，在总精矿中发现有铋铂矿。精矿中金主要分布于 -74+5 μm 产品中，其中 -38+20 μm 见到的金粒最多，同时该粒级毒砂、黄铁矿和磁黄铁矿均有较高的富集。与原矿相比，总精矿中金富集了 8.9 倍，毒砂、黄铁矿和磁黄铁矿分别富集了 8.3、8.1 和 7.7 倍。

2.1.4 尾矿矿物学考察

样品来自于两个系列的尾矿（总尾矿），对总尾矿进行矿物学查定。MLA650 矿物定量检测结

果表明，毒砂、黄铁矿、磁黄铁矿在各粒级均有分布；总尾矿中含有微量金、黑铋金矿和方铋金矿；从显微镜和扫描电镜观察，总尾矿中金主要以 0.3 ~ 3 μm 包裹于石英、方解石和绢云母中，其次是 4 ~ 6 μm 的金与毒砂连生或包裹于毒砂中，也能见到斜方砷铁矿包裹 4 μm 的金粒和毒砂包裹黑铋金矿。此外，人工重砂中可见 10 ~ 40 μm 单体金粒和方铋金矿。由此可见，尾矿中绝大部分微细粒金以脉石矿物、硫砷化物的连生体和包裹体损失，主要原因是磨矿细度较粗导致目的矿物的单体解离度不充分而难以上浮。

2.2 选矿流程考察结果及分析

2.2.1 破碎筛分

破碎最大给矿粒度为 450 mm，颚式破碎机排矿口尺寸为 120 mm，圆锥破碎机排矿口尺寸为 17 mm，圆振筛上筛孔尺寸为 40 mm×40 mm，下筛孔尺寸为 16 mm×16 mm。矿石处理能力为 112 t/h，循环负荷为 131.50%，筛分效率为 76.01%，筛下产物 -12 mm 含量为 72.60%。破碎筛分设备均处于满负荷运行状态，圆振筛筛分效率偏低。由于选矿厂扩能改造后，破碎工段未进行产能升级，处理能力翻倍所致。

2.2.2 磨矿分级

磨矿作业矿石处理量为 1710 t/d，磨矿分级主要考查浓度、细度、循环负荷、分级效率和金的循环累积情况。磨矿分级考察结果如表 3，工艺计算结果如表 4。

表 3 磨矿分级流程考察结果

Table 3 Investigation results of grinding and classification flowsheet

产物名称	一段分级			二段分级		
	固体浓度 / %	-74μm 含量 / %	金品位 / (g·t ⁻¹)	固体浓度 / %	-74μm 含量 / %	金品位 / (g·t ⁻¹)
旋流器给矿	60.87	25.43	3.24	53.32	25.85	2.66
旋流器溢流	49.65	61.53	2.35	34.32	70.14	2.43
旋流器底流	66.96	10.46	3.46	63.74	12.67	2.74

注：一段磨矿浓度为 70.82%，皮带（原矿）金品位为 2.45g/t。

表 4 磨矿分级工艺计算结果

Table 4 Calculation results of grinding and classification process

作业名称	返砂比	分级效率 / %	磨矿回路金循环率 / %
一段磨矿分级	242.98	55.74	343.15
二段磨矿分级	336.04	52.99	391.81

由表 3、4 可见：

(1) 一段旋流器底流金品位比原矿金品位高 1.01 g/t，二段旋流器底流金品位比原矿金品位高 0.29 g/t，二段旋流器溢流金品位与原矿金品位较接近。一段返砂比为 242.98%，金在磨矿回路中循环率为 343.15%，二段返砂比为 336.04%，金在磨

矿回路中循环率为 391.81%。说明了金在旋流器底流存在富集现象。

(2) 二段旋流器给矿浓度偏高，导致返砂比偏高、分级效率和旋流器溢流细度偏低。

2.2.3 浮选工艺流程考察

浮选各系列、各作业的浮选指标考察结果如图 2，选矿厂生产指标考察结果见表 5，粒级筛析和水析结果见表 6。

表 5 选矿指标考察结果

Table 5 Investigation results of mineral processing index

名称	品位 / %			回收率 / %		
	Au*	S ²⁺ +S ⁰	As	Au	S ²⁺ +S ⁰	As
原矿	2.43	1.63	0.29	100.00	100.00	100.00
精矿	21.53	16.70	2.64	80.55	83.66	84.26
尾矿	0.52	0.29	0.05	19.45	16.34	15.74

* 单位为 g/t。

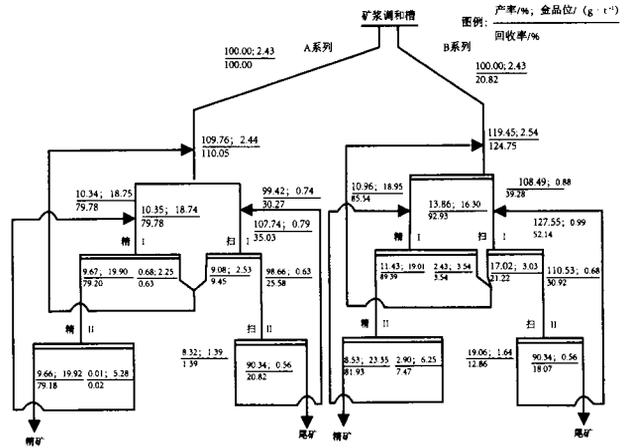


图 2 数质量流程

Fig.2 The flowsheet of quantity and quality

由图 2 可见，B 系列的选矿指标优于 A 系列。A 系列浮选机矿浆液位控制不合理，精二作业未起到富集作用。

表 6 粒级筛析和水析考察结果

Table 6 Investigation results of granularity analysis and elutriation

粒级 / μm	产品名称	产率 %	分布率 %			品位 %			回收率 %		
			Au	S ²⁺ +S ⁰	As	Au*	S ²⁺ +S ⁰	As	Au*	S ²⁺ +S ⁰	As
+106	精矿	24.14	5.85	5.25	4.58	5.12	3.58	0.50	43.86	38.63	46.58
	尾矿	18.78	28.53	14.29	14.78	0.80	0.21	0.04			
-106+74	原矿	18.88	9.98	3.90	4.78	1.27	0.33	0.07	49.18	80.61	68.82
	精矿	12.81	4.65	8.02	4.67	7.68	10.30	0.96			
-74+38	尾矿	13.40	20.36	9.22	7.90	0.80	0.19	0.03	80.91	92.98	95.06
	原矿	10.98	6.53	6.27	3.57	1.43	0.91	0.09			
-38+20	精矿	24.48	27.16	30.05	28.54	23.45	20.20	3.07	95.55	90.49	95.83
	尾矿	19.46	21.43	14.10	7.67	0.58	0.20	0.02			
-20+10	原矿	19.93	22.80	31.51	25.94	2.75	2.52	0.36	91.16	91.84	88.97
	精矿	19.10	40.26	34.36	39.53	44.55	29.60	5.45			
-10+5	尾矿	9.47	7.73	21.62	9.32	0.43	0.63	0.05	85.24	81.11	65.65
	原矿	10.89	36.29	37.69	38.99	8.01	5.51	0.99			
-5	精矿	8.15	15.79	11.99	15.07	40.94	24.20	4.87	63.13	14.83	20.42
	尾矿	8.55	4.55	4.34	6.72	0.28	0.14	0.04			
合计	原矿	8.68	10.69	8.76	10.68	2.96	1.61	0.34	80.09	84.09	83.21
	精矿	3.87	3.51	5.86	5.28	19.18	24.90	3.59			
	尾矿	7.22	4.66	6.28	12.78	0.34	0.24	0.09	80.09	84.09	83.21
	原矿	7.60	6.61	5.81	6.87	2.09	1.22	0.25			
	精矿	7.45	2.78	4.47	2.33	7.90	9.87	0.82	80.09	84.09	83.21
	尾矿	23.12	12.74	30.16	40.83	0.29	0.36	0.09			
	原矿	23.04	7.10	6.06	9.17	0.74	0.42	0.11	80.09	84.09	83.21
	精矿	100.00	100.00	100.00	100.00	21.14	16.45	2.63			
	尾矿	100.00	100.00	100.00	100.00	0.53	0.28	0.05	80.09	84.09	83.21
	原矿	100.00	100.00	100.00	100.00	2.40	1.59	0.28			

* 单位为 g/t。

由表 6 可见，原矿（二段旋流器溢流）、精矿和尾矿中金、硫、砷在各粒级均有分布。原矿和精矿各粒级金与硫、砷有很强的对应关系，随着粒度的减小，金、硫、砷的品位先升高后降低，

在 -38 +20 μm 粒级最高；而尾矿中金、硫、砷的对应关系不强，金在 20 μm 以上粒级，随着粒度的减小，金的品位逐步降低，硫在 -38 +20 μm 品位最高，其次是 -5 μm，砷在 10 μm 以下含量最高。

各粒级金、硫、砷的回收率有较强的对应关系,随着粒度的减小,回收率先升高后降低,金在 38 μm 以上粒级的回收率明显低于硫和砷,而在 10 μm 以下粒级,金的回收率高于硫、砷。金、硫、砷在 +74 μm 粒级和 -5 μm 回收率均不高,呈现两头低中间高的趋势。

3 结果与讨论

3.1 存在的问题

结合原矿、各产物矿物学查定和流程考察结果,选矿厂工艺及操作主要存在以下矛盾和问题:

(1) 矿石中泥质矿物含量高达 37%,脉石矿物之间硬度差大,脉石矿物中的包裹金占总量的 13.54%;原矿工艺矿物学研究结果表明金的嵌布粒度及其微细;粒级筛析、水析和尾矿矿物学查定结果表明,在磨矿细度 -74 μm 为 70.14%,粒级回收率呈现两头低中间高的趋势,说明在该细度条件下,即存在磨矿细度不够,又存在矿石过磨问题。即矿石细磨和泥化问题是提高该矿石选矿指标的主要矛盾。

(2) 一段、二段旋流器底流金品位明显高于原矿金品位,金的在磨矿回路中循环率均高于返砂比,磨矿回路中已单体解离的矿物循环累积而造成过粉碎是影响选矿指标的又一重要因素,尾矿中发现的 10 ~ 40 μm 的单体解离金粒就是例证。

(3) 两个系列选矿指标有差异,存在矿浆分配不平衡问题。

(4) 浮选液位控制不当,精选未起到富集的目的,说明浮选操作存在问题。

3.2 下一步的研究方向

(1) 在选矿厂磨矿分级回路中,由于大多金属矿物比重高,一些单体解离的粗粒金属矿物和连生体金属矿物易在旋流器底流富集,特别是金银等贵金属矿物,部分已达到选矿回收的矿物颗粒不能及时进入旋流器溢流,而在磨矿回路中过渡循环会造成矿物表面污染或变形,导致该部分矿物可浮性降低、回收率下降^[7-8]。因此,对该选厂而言,很有必要对旋流器底流的目的矿物单体解离度进行考察,查明游离金及其载体矿物的单体解离度情况,开展旋流器底流闪速浮选试验或者尼尔森重选试验研究,体现选金“早收快收”原则,避免已单体解离矿物过磨而随尾矿流失。

(2) 开展强化磨矿研究,重点解决泥质矿物的过磨和脉石矿物包裹金的单体解离不够问题。

(3) 矿石中金主要载体矿物为毒砂、斜方砷铁矿、黄铁矿和磁黄铁矿,这些矿物可浮性存在一定的差异,重点开展组合用药试验研究,发挥药剂之间的协同作用,提高载体矿物的可浮性。

(4) 解决浮选两个系列矿浆分配不平衡问题,注意浮选液位的控制,特别注意精选中矿返回量的控制,提高精矿质量。

4 结 语

(1) 该矿为高含泥、微细粒-超微粒浸染型含碳、砷的极难选冶金矿石;精矿中金主要分布于 -74+5 μm 粒级中,在 -38+20 μm 见到的金粒最多,该粒级载体矿物均有较高的富集;尾矿中绝大部分微细粒金以脉石矿物、硫砷化物的连生体和包裹体损失,另外,发现少量的 10 ~ 40 μm 单体金粒和方锑金矿。

(2) 旋流器底流金品位明显高于原矿金品位,金在磨矿回路中存在富集现象,一段旋流器底流尤为明显,部分单体解离金在磨矿回路中循环累积造成过粉碎,二段旋流器溢流载体矿物的单体解离度偏低,该矿石的选矿工艺即存在磨矿细度不够,又存在矿石过磨问题;两个系列矿浆进浆不平衡;浮选操作液位控制不合理。

(3) 该矿石下一步选矿工艺的研究方向重点是解决磨矿回路中金的循环累积造成单体解离金的过磨、矿石磨矿细度不够以及载体矿物-毒砂,斜方砷铁矿、黄铁矿和磁黄铁矿等矿物的可浮性差异问题。

参考文献:

- [1] 宋鑫.中国难处理金矿资源极其开发利用技术[J].黄金,2009(7):46-49.
- [2] 丁文涛,蔡创开,许晓阳,等.某难处理金矿的工艺矿物学和提取冶金学研究[J].矿产综合利用,2016(4):26-28.
- [3] 张永涛.中国黄金矿产资源开发及矿产品供需形势分析[J].中国矿业,2009(2):8-11.
- [4] 王蓓,单勇,赵培樑,等.工艺矿物学对难选矿石评价的意义[J].矿产综合利用,2012(1):58-60.
- [5] 聂铁苗,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(4):121-123.
- [6] 贾木欣.国外工艺矿物学进展及发展趋势[J].矿冶,2007(6):95-99.
- [7] 杨开棒.含金矿石闪速浮选的应用研究[J].中南工业大学学报,1998(6):237-240.
- [8] 赵鸿铭,戴惠新.闪速浮选技术及其应有[J].矿产综合利用,2016(12):26-28.

(下转 115 页)

Rare Met.2015,34(12):895-900.

[9] 隋丽丽, 翟玉春. 浓硫酸焙烧钛渣提钛后的滤渣提硅试验研究 [J]. 稀有金属与硬质合金, 2016, 44, (4): 28-31.

[10] MATIJEVIC E, MANGRAVITE F, CASSELL A. Stability

of colloidal silica (IV): The silica-alumina system[J]. J Colloid Interface Sci, 1971 (4) 560-568.

[11] 伍泽广, 石松林, 刘钦甫. 微乳法制备纳米硅酸钙粉体 [J]. 矿物学报, 2010 (S1) 126-127.

Experimental Research on Extracting Silicon from the Residue of Roasting the Titania Slag by (NH₄)₂SO₄

Zhang Han¹, Sui Lili¹, Ge Xin¹, Zhai Yuchun²

(College of Resources and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang, Liaoning, China)

Abstract: A large number of the residue was obtained after extracting titanium by (NH₄)₂SO₄ roasting from the titania slag. The residue consisted mainly of silicon dioxide and calcium oxide. The residue and sodium hydroxide solution were mixed uniform and stirred under the constant temperature and then filtrated to obtain the sodium silicate solution. The optimum operating conditions were obtained as mass ratio of sodium hydroxide to the residue of 3.5:1, reaction temperature of 210℃, liquid-solid ratio of 5:1 and reaction time of 80 min. The sodium silicate solution and calcium oxide were mixed and stirred under the conditions of the temperature of 110℃ and reaction time of 60min. CaSiO₃ and NaOH solutionh were obtained through filtration.

Keywords: Ammonium sulphate; Titania slag; The residue; Calcium silicate



(上接 129 页)

The Investigation and Diagnosis on Whole Mineral Process Flow of One Low-grade and Refractory Gold Ore

Ming Pingtian^{1,2}, Xing Qingqing^{1,2}, Hong Qiuyang³

(1. Qinghai 6th Institute of Geology and Mineral Exploration, Golmud, Qinghai, China;

2. Qinghai Engineering Research Center for Gold Mineral Resource Development, Dulan, Qinghai, China;

3. Guangdong Institute of Resources Comprehensive Utilization, Guangzhou, Guangdong, China)

Abstract: In order to find out the problem of a low grade refractory gold ore of plant, we have made progress in some aspects such as completing the whole flow process investigation and diagnosis and research of process mineralogy. The ore properties, the process mineralogy characteristics of various products, the technical indexes of each operation and the gold recovery of each particle size were identified. The reasons for the refractory mineral processing, the contradiction in process and the problem were analyzed. The research direction of improvement and optimization in the process were propounded, which provided the scientific basis for further improvement and optimization in the mineral processing index.

Keywords: Refractory gold ore; Mineral process; Flow investigation; Diagnosis