

技术方法

## 内蒙古阿右旗低品位镍矿石可选性试验研究

张伟<sup>1</sup>, 苏阳<sup>2</sup>, 俞军真<sup>1</sup>, 徐兴雨<sup>1</sup>

(1. 桂林理工大学地球科学学院, 广西 桂林 541004; 2. 桂林理工大学勘察设计院, 广西 桂林 541004)

**摘要:**该试验对低品位镍矿进行了选矿试验研究。结果表明:采用一段磨矿、细度-0.074 mm 85%、先反浮选脱泥、脱泥后的尾矿进行粗选,两次粗扫选、三次精选流程;浮选药剂采用碳酸钠、2#油、CMC、硫酸铜、丁基黄药、J-622;试验指标为:原矿镍品位0.18%、浮选精矿镍品位3.15%、浮选尾矿品位0.11%、反浮选产品镍品位0.19%、精矿镍回收率39.17%。该研究结果为该矿石的可选性评价提供了技术依据。

**关键词:**低品位镍矿;选矿工艺;原矿尾矿;内蒙古阿右旗

**中图分类号:**F426.1

**文献标识码:**B

随着世界经济的飞速发展,科学技术不断进步<sup>[1]</sup>,国内外对镍矿石的需求不断增大,加之镍矿石本身属于天然资源类物质,其储量是有限的,只能越用越少,其开采量在短期内也不可能大幅度提高,使得镍矿石价格上涨成为必然。在这种情况下,开发应用丰富的低品位矿、研究低品位镍矿石的利用价值就显得尤为重要。

## 1 矿石性质

### 1.1 原矿物质组成

矿石中金属硫化物主要为黄铁矿、紫硫镍铁矿、镍黄铁矿、黄铜矿<sup>[2]</sup>;主要铁氧化物为磁铁矿、铬铁矿和钛铁矿;脉石矿物主要为蛇纹石、橄榄石、辉石、绿泥石、黑云母、长石、方解石、水镁石、石英、白云石。矿物定量结果见表1。

表1 原矿组成矿物定量(%)

矿物名称	黄铁矿	紫硫镍矿	镍黄铁矿	铁氧化物
矿物含量	1.84	0.22	0.21	2.71
矿物名称	蛇纹石	橄榄石	辉石	其他脉石
矿物含量	52.69	16.27	16.07	9.99
合计	100.00			

### 1.2 镍硫化物的粒度特性

混合原矿破碎至-2 mm以下,其原矿的各粒级筛分产率为:+830  $\mu\text{m}$ 占8.26%,830~250  $\mu\text{m}$ 占

37.58%,250~150  $\mu\text{m}$ 占11.65%,150~74  $\mu\text{m}$ 占12.73%,74~48  $\mu\text{m}$ 占13.42%,-48  $\mu\text{m}$ 以下占16.45。从矿物破碎的原始粒度来看,74  $\mu\text{m}$ 以下矿物占近30%,说明此矿物易碎难磨,泥化现象严重<sup>[3]</sup>。其原矿的粒度组成检测结果见表2。

表2 原矿镍硫化物粒度组成(%)

粒级( $\mu\text{m}$ )	-74	74~45	45~20	20~10	10~5	-5	合计
紫硫镍矿	2.58	7.18	40.23	33.05	13.83	3.13	100.00
镍黄铁矿	7.30	34.30	35.17	17.30	5.69	0.24	100.00

由表2可知,从原矿只经过粗碎一中碎一对辊细碎至-2 mm后来,紫硫镍铁矿颗粒集中分布在45~5  $\mu\text{m}$ 之间,占矿物总含量的90%左右;镍黄铁矿颗粒集中分布在74~5  $\mu\text{m}$ 之间,占矿物总含量的90%以上。这说明此批矿物颗粒嵌布粒度很细,磨矿需要细磨。

混合原矿磨至浮选最佳细度-0.074 mm 85%时,镍硫化物粒度组成检测结果见表3。

表3 镍硫化物粒度组成(%)

粒级( $\mu\text{m}$ )	74~45	45~28	28~20	20~10	10~5	-5	合计
紫硫镍矿	1.47	7.65	4.32	6.11	52.82	27.62	100.00
镍矿铁矿	0.41	1.41	1.35	2.45	58.47	35.92	100.00

由表3可知,原矿磨至-0.074 mm 85%时紫硫镍铁矿、镍黄铁矿颗粒集中分布在10  $\mu\text{m}$ 以下,分别占矿物总含量的80.44%和94.39%,但对浮选而言10  $\mu\text{m}$

\* 收稿日期:2013-03-30;修订日期:2013-04-23;编辑:陶卫卫

作者简介:张伟(1988—),男,河北唐山人,在读研究生,构造地质学专业;E-mail:852090135@qq.com。

以下颗粒属于难选颗粒。将原矿磨至-0.074 mm85%，检测其镍黄铁矿、紫硫镍铁矿的单体解离度结果见表 4。

表 4 镍硫化物单体解离度(%)

矿体名称	单体	2 种矿物连生				3 种矿物连生				总计
		与硫化物	与铁氧	与脉石	合计	与硫化物	与铁氧	与脉石	合计	
紫硫镍矿	83.35	8.55	0.36	4.81	13.72	0.42	0.25	2.26	2.93	100.00
镍黄铁矿	70.38	16.63	1.66	5.89	24.18	1.22	1.33	2.94	5.44	100.00

由表 4 可知,在该磨矿细度下,紫硫镍铁矿和镍黄铁矿均以单体为主,分别为 83.35%和 70.38%,连生体均又以与硫化物连生为主,分别占 8.97%和 17.85%。

## 2 实验方案

根据此批矿石泥化现象严重的特性<sup>[4]</sup>,在前期验证与优化试验的基础上进行了原则流程的确定试验,试验结果见表 5。

表 5 3 种流程开路试验结果(%)

选别流程	产品名称	产率	镍品位	氧化镁品位	镍回收率
一段磨矿反浮选流程	尾泥	5.53	0.16	/	4.91
	镍精矿	1.52	3.26	12.99	27.56
	中矿 1	2.59	1.37	/	19.69
	中矿 2	4.59	0.26	/	6.63
	中矿 3	16.97	0.12	/	11.31
	中矿 4	5.63	0.17	/	5.32
	尾矿	63.18	0.07	/	24.57
	原矿	100.00	0.18	31.71	100.00
粗精矿再磨流程	尾泥	7.77	0.16	/	6.77
	镍精矿	1.57	3.28	14.37	28.01
	中矿 1	2.35	1.37	/	17.55
	中矿 2	3.70	0.22	/	4.42
	中矿 3	3.49	0.26	/	4.94
	中矿 4	6.13	0.17	/	5.67
	尾矿 1	63.47	0.08	/	5.01
	尾矿 2	11.52	0.08	/	27.63
给矿	100.00	0.18	31.71	100.00	
中矿再磨流程	尾泥	6.86	0.19	/	7.46
	镍精矿	1.58	3.01	14.36	27.24
	中矿 1	2.08	1.35	/	18.96
	中矿 2	2.53	0.69	/	9.99
	中矿 3	6.01	0.15	/	5.16
	中矿 4	3.54	0.20	/	4.05
	中矿 5	2.18	0.16	/	1.99
	尾矿 1	62.76	0.07	/	25.14
尾矿 2	19.35	0.10	1	11.08	
给矿	100.00	0.17	31.71	100.00	

(1)一段磨矿反浮选流程:一段细度采用-0.074 mm85%,由于此次来样与前期的样品有所区别,一段粗选带反浮选作业。

(2)粗精矿再磨流程:一段细度采用-0.074 mm85%,粗精矿再磨细度为-0.043 mm90%。

(3)中矿再磨流程:一段细度采用-0.074 mm85%,中矿再磨细度为-0.043 mm90%。

从表 5 试验结果来看,对比 3 种流程的精矿品位与回收率指标:一段磨矿反浮选流程和粗精矿再磨流程两者的浮选指标相当,相比中矿再磨流程略优。考虑到此批矿石的泥化和蚀化现象严重,无论是粗精矿再磨还是中矿再磨都会加剧矿物的泥化现象,综合考虑各方面因素,试验确定采用一段磨矿反浮选流程。

## 3 试验分析

### 3.1 一段磨矿粒度分析

对一段磨矿适宜细度为-0.074 mm85%的原矿进行了粒度分析,试验结果见表 6。

表 6 一段原矿-0.074 mm85%粒度分布结果

粒级/mm	产率/%		品位/%		分布率/%	
	个别	累计	Ni	Ni 个别	Ni 累计	
+0.150	/	/	/	/	/	
-0.150+0.096	6.50	/	0.14	5.01	/	
-0.096+0.074	10.20	16.70	0.14	7.86	12.87	
-0.074+0.0446	11.33	28.03	0.24	14.97	27.84	
-0.0446+0.0288	15.56	43.59	0.16	13.71	41.55	
-0.0288+0.0212	10.66	54.25	0.16	9.39	50.94	
-0.0212+0.015	8.996	63.25	0.17	8.42	59.36	
-0.015+0.0113	9.44	72.69	0.21	10.91	70.27	
-0.0113	27.32	100.00	0.20	29.73	100.00	
合计	100.00		0.18	100.00		

从表 6 粒度分布结果看,磨矿细度为-0.074 mm85%时,一方面好选粒级在 21 μm 以上,镍的产率占 54.25%、镍金属分布率占 50.94%。另一方面难回收粒级 10 μm 产率占 27.32%,镍分布率占 29.73%,此粒级范围虽单体解离度较高,但常规浮选机又无法回收。这与矿石细磨后细泥含量较高有关,这部分细泥矿物即难回收又恶化浮选过程,这也是浮选作业指标不佳的主要原因<sup>[5]</sup>。

### 3.2 全开路试验

通过详细的条件试验,确定最佳浮选条件及适宜药剂制度后进行了全开路试验结果见表 7。

表 7 全开路试验结果(%)

产品名称	产率	镍品位	氧化镁	镍回收率
尾泥	5.17	0.16	/	4.80
镍精矿	1.47	2.60	18.80	22.18
中矿 1	2.18	1.47	/	18.59
中矿 2	2.38	0.33	/	4.56
中矿 3	11.89	0.10	/	6.90
中矿 4	4.99	0.24	/	6.95
中矿 5	3.80	0.20	/	4.41
尾矿	68.11	0.08	/	31.61
原矿	100.00	0.17	31.17	100.00

从表 7 试验结果可知,开路试验指标浮选镍精矿品位 2.60%、镍回收率 22.18%,浮选指标不佳。

### 3.3 闭路试验

通过详细的条件试验后,确定了此矿物最佳选别条件及选别流程。流程采用一段磨矿、细度-0.074 mm85%、先反浮选、一次粗选、两次粗扫选、三次精选流程,对一段磨矿后粗精矿再磨流程进行了闭路试验。由于此批矿石的泥化、蚀化严重,所以进行了新鲜破碎原矿与久置近 30 d 的破碎矿样进行了对比试验,试验结果见表 8。

表 8 全开路试验结果(%)

流程	产品名称	产率%	镍品位	氧化镁品位	镍回收率%
一段磨矿反浮选流程 (新鲜破碎样品)	尾泥	5.58	0.19	/	5.63
	镍精矿	2.28	3.15	18.74	39.17
	尾矿	92.13	0.11	/	55.20
	原矿	100.00	0.18	31.71	100.00
一段磨矿反浮选流程 (样品久置 30 d)	尾泥	4.37	0.16	/	4.00
	镍精矿	2.37	2.76	19.76	38.43
	尾矿	93.26	0.11	/	57.57
	原矿	100.00	0.17	31.71	100.00
粗精再磨流程 (新鲜破碎样品)	尾泥	5.98	0.19	/	6.64
	镍精矿	2.22	2.91	20.51	38.55
	尾矿 1	76.68	0.10	/	45.78
	尾矿 2	15.13	0.10	/	9.03
	总尾矿	91.81	0.10	/	54.81
原矿	100.00	0.17	31.71	100.00	

从表 8 闭路试验结果看,采用一段磨矿反浮选流程:试样为新鲜破碎样品浮选镍精矿品位 3.15%,镍精矿回收率 39.15%;试验样品久置 30 d 浮选镍精矿品位 2.76%,镍精矿回收率 38.43%。粗精矿再磨流程:试样为新鲜破碎样品浮选镍精矿品位 2.91%,镍精矿回收率 38.55%。从选别流程看,一段磨矿反浮选流程试验指标优于粗精矿再磨流程试验指标。由

于原矿泥化现象严重,所以新鲜破碎样品的浮选指标明显好于久置样品的浮选指标。

## 4 尾矿的损失状态

### 4.1 尾矿的粒度分析

为了查明尾矿中金属的损失状态,对闭路试验的尾矿进行了粒度分析,从尾矿中的金属损失状态来看,有用矿物颗粒主要损失在 2 个粒级范围<sup>[6]</sup>:一是好选粒级 74~21 μm 间,产率占 54.97%,镍分布率达 64.59%。这说明磨矿过程不均匀使有用矿物单体没有充分解离;二是难回收粒级 11 μm 以下,产率占 31.00%,镍分布率占 29.73%。其中尾矿中紫硫镍铁矿粒度集中分布在 20 μm 以下,占矿物总含量的 90%左右,其中 20~5 μm 占 79.66%;镍黄铁矿颗粒集中在 5 μm 以上,占矿物总量的 90%以上。

### 4.2 尾矿中镍硫化物的单体解离状态

尾矿中镍黄铁矿、紫硫镍矿的单体解离度检测结果见表 9。

表 9 镍硫化物单体解离度(%)

矿物名称	单体	2 种矿物连生				3 种矿物连生				总计
		与硫化物	与铁氧	与脉石	合计	与硫化物	与铁氧	与脉石	合计	
紫硫镍矿	58.82	0.52	0.47	28.97	29.96	1.16	1.22	8.84	11.22	100.00
镍黄铁矿	39.21	3.28	4.57	25.42	33.27	5.59	4.71	17.22	27.52	100.00

由表 9 可知,尾矿中损失的紫硫镍铁矿以单体为主,占 58.82%,其连生体以与脉石连生为主,占 37.81%;镍黄铁矿以连生体为主,其中又以与脉石连生为主,占 42.64%。

## 5 结语

(1)从原矿细碎至-2 mm 后来看,紫硫镍铁矿颗粒就集中分布在 45~5 μm 之间,占矿物总含量的 90%左右;镍黄铁矿颗粒集中分布在 74~5 μm 之间,占矿物总含量的 90%以上。这说明此批矿物嵌布粒度太细,矿物易碎难磨。

(2)原矿磨至浮选最佳细度-0.074 mm85.0%时,从筛分粒级的原矿粒度分布来看,样品中紫硫镍铁矿、镍黄铁矿颗粒集中分布在难选粒级 10 μm 以下,分别占矿物总含量的 80.44%和 94.39%;从适宜浮选细度的单体解离度来看,紫硫镍铁矿和镍黄铁矿

单体解离度较高,分别达83.35%和70.38%。但解离矿物的颗粒80%以上又处在10 $\mu\text{m}$ 以下,即使有用矿物解离为单体颗粒,试验室所用的下常规小型浮选机也难以分选回收。

(3)小型试验最好闭路结果:采用一段磨矿、细度-0.074 mm85%、先反浮选、一次粗选、两次粗扫选、三次精选流程,原矿镍品位0.18%、浮选镍精矿品位3.15%、尾矿镍品位0.11%、镍回收率39.17%、精矿氧化镁含量18.74%;采用粗精矿再磨流程、一段细度-0.074 mm85%、粗精矿再磨细度-0.043 mm90%、原矿镍品位0.18%、浮选镍品位2.91%、尾矿品位0.11%、镍回收率38.55%、精矿氧化镁含量20.51%;从闭路试验结果看:采用一段磨矿流程反浮选流程与粗精矿再磨流程指标相比,浮选镍精矿品位高0.24%、镍回收率高0.62%。由此推荐一段磨矿反浮选流程,该选别流程简单,易于实施<sup>[7]</sup>。

(4)试验结束后检测矿物的尾矿损失状态可知,紫硫镍铁矿的损失主要以单体为主占58.82%。镍黄铁矿主要以与脉石连生体损失为主占42.64%;从2种有用矿物的尾矿损失状态来看,一是紫硫镍铁矿颗粒嵌布粒度太细,磨矿后泥化程度严重,尾矿主要损

失在11 $\mu\text{m}$ 以下的难收矿物颗粒。二是镍黄铁矿的连生体主要与脉石连生包裹,无法回收。要想回收,就必须细磨使其解离,但细磨后不仅加剧了矿物的泥化程度,又使紫硫镍铁矿颗粒出现过磨现象,浮选过程既耗费药剂,又不利于提高精矿品位。这可能是铁板井超低镍矿物选矿指标不佳的主要原因。

## 参考文献:

- [1] 徐风平,周兴龙,尤腾胜,等.我国硫化铜镍矿石的选矿现状[J].矿业快报,2007,(10):1-3.
- [2] 孙燕,帅德权,慕纪录,等.新疆黄山铜镍成矿带中含镍系列矿物组分特征[J].成都理工学院学报,1996,23(2):16-20.
- [3] 曾令熙,黄亚琴,张志成.四川杨柳坪低品位镍矿工艺矿物学特征[J].矿物岩石,2007,27(3):23-27.
- [4] 宋立军,孙昱,朱杰勇.云南镍矿石工艺矿物特性及镍黄铁矿单矿物分选试验研究[J].云南冶金,2003,32(3):15-18.
- [5] 赵毕文.低品位铜镍矿工艺矿物学研究[J].金川科技,2008,(1):7-10.
- [6] 唐俊智.山东恒邦冶炼公司合理回收金矿资源提高尾矿利用率[J].山东国土资源,2007,23(3):24-26.
- [7] 胡熙庚.有色金属硫化矿选矿[M].北京:冶金工业出版社,1987:54-63.

## Study on Optional Experiment of Low—grade Nickel Ore in Ayouqi Region of Inner Mongolia Autonomous Region

ZHANG Wei<sup>1</sup>, SU Yang<sup>2</sup>, YU Junzhen<sup>1</sup>, XU Xingyu<sup>1</sup>

(1. Earth Sciences College of Guilin University of Technology, Guangxi Guilin 541004, China; 2. Survey and Design Institute of Guilin University of Technology, Guangxi Guilin 541004, China)

**Abstract:** Beneficiation test of the low—grade nickel ore has been carried out. As showed by the results: by using grinding with fineness of -0.074mm 85%, first anti—flotation off the mud, then tailings after mud off have been roughed, twice coarse sweeping selection, three times precise selection process; choosing sodium carbonate, 2<sup>#</sup> oil, CMC, copper sulfate, butyl xanthate and J—622 as flotation reagents; indicators of test are as follows: the grade of nickle in raw ore is 0.18%, in flotation concentrate is 3.15%, in folating tailings is 0.11%, in against flotation products is 0.19%, and recovery rate of concentrates nickel is 39.17%. This result can provide a technical basis for ore optional evaluation.

**Key words:** Low—grade nickel ore; beneficiation process; ore tailings; Inner Mongolia Autonomous Region