

粗精再磨工艺在某高铜镍比矿石选矿中的应用

杨文彪，张永梅

(金川集团股份有限公司，甘肃 金昌 737100)

摘要：本文通过对某硫化铜镍矿的矿石性质调查发现，随着矿石深度开采，矿石中铜镍品位的变化明显，铜镍比由原来的0.64提升到现在的0.9左右。随着铜镍比的增加，一段粗精矿的铜镍品位呈现下降趋势，对一段粗精矿进行单体解离度分析发现铜镍矿物的单体解离度不够是造成精矿品位降低的主要原因。因此，对一段粗精矿进行磨矿细度、药剂添加等工艺条件的小型试验研究，试验结果表明：(1)相对于其他细度条件，在粗精矿再磨后，细度为-0.043 mm/80%和添加丁黄药20 g/t条件下，产生的铜镍精矿的产率、铜镍品位和回收率较高；(2)在粗精矿再磨后不添加捕收剂条件下，随着细度的增加，得到的铜镍精矿产率降低，镍品位和回收率也降低，原因可能是由于磨矿过程中有用矿物表面发生脱药所致；(3)闭路试验结果表明：相对于粗精矿不再磨(细度-0.043 mm/69%)，在粗精矿再磨后(细度-0.043 mm/80%)和再磨后添加丁黄药20 g/t条件下，产生的精矿产率提高0.64个百分点，镍品位和回收率分别提高0.63个百分点和4.61个百分点，铜品位和回收率分别提高0.57个百分点和5.54个百分点。通过粗精矿再磨工艺工业应用实践可知：相对于应用前，产生的精矿镍品位和回收率分别提高了0.81个百分点和2.94个百分点，铜品位和回收率分别提高了0.30个百分点和5.85个百分点，同时，精矿中氧化镁含量满足冶炼厂对产品的要求。

关键词：精矿品位；精矿回收率；产率；粗精再磨

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2020.03.020

中图分类号：TD952 文献标志码：A 文章编号：1000-6532(2020)03-0121-05

1 生产现场概况

近几年来，随着矿石的深度开采，某硫化铜镍矿矿石性质的变化较大，矿石杂化、细化、贫化现象严重，尤其值得注意的是矿石中铜、镍含

量比例变化明显，铜镍比例不断上升。通过调查发现某硫化铜镍矿中近几年开采的矿石中铜镍品位的变化明显，铜镍比由原来的0.64提升到现在的0.8左右，有的时候甚至能够高达0.9(参见表1)。

表1 2008-2016年某硫化铜镍矿石中铜镍比调查

Table 1 Investigation of the ratio of copper to nickel in a sulfided copper-nickel ore from 2008 to 2016

项目	2008年	2009年	2010年	2011年	2012年	2013年	2014年	2015年	2016年
铜镍比	0.64	0.66	0.67	0.72	0.72	0.75	0.74	0.80	0.94
粗精矿镍品位/%	6.92	6.70	6.20	6.85	6.52	6.41	6.31	6.01	5.92
粗精矿铜品位/%	5.90	5.79	5.75	5.55	5.38	5.20	5.23	5.14	4.85

通过该硫化铜镍矿选矿实践逐年流程考查发现，随着铜镍比的增加，一段粗选产出的铜镍混合精矿中铜镍品位没有增加趋势，反而呈现下降趋势，尤其是铜的趋势尤其明显，由最初的2008

年的5.9%降低到4.85%，因此需要对粗选精矿进行研究分析，探索提高技术指标的路径(参见表1)。

该硫化铜镍矿石为原生矿石，镍主要以镍黄铁矿形式存在，铜主要以黄铜矿、墨铜矿、方黄

收稿日期：2019-04-20；改回日期：2019-05-31

作者简介：杨文彪(1981-)，男，硕士，工程师，主要从事浮选工艺理论与实践研究工作。

铜矿等矿物形式存在。除镍铜硫化物外,矿石中还分布有较多的铁硫化矿物,如磁黄铁矿和微量黄铁矿,脉石矿物主要有蛇纹石、橄榄石等,还有少量的辉石、透闪石、碳酸盐、滑石、绿泥石、云母等^[5]。

该硫化铜镍矿原来选矿工艺采用两段磨矿,两段浮选,铜镍混合浮选工艺。一段浮选流程可分为一次粗选和两次精选,二段浮选流程可分为一次粗选、两次扫选、两次精选,所有中矿按次返回。产品产出特征为一段浮选产出高品位铜镍混合精矿、二段浮选产出低品位铜镍混合精矿^[5]。

2 粗选精矿调查和分析

2.1 试验样品分析

试样来源:来自该硫化铜镍选矿厂一段粗选产出的粗精矿。

矿浆样检测结果为镍品位 5.98%、铜品位 4.50%、氧化镁 13.50;细度为 -0.043mm 69%。

2.2 单体解离度分析

对一段粗选精矿样品中的主要矿物,镍黄铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿进行单体解离度分析,统计结果见表 2。

表 2 一段粗选精矿中主要矿物的单体解离统计结果 / %
Table 2 Statistical results of the degree of mineral liberation of primary minerals in first rough concentrate.

样品名称	单体	连生体					合计
		与黄铜矿	与磁黄铁矿	与镍黄铁矿	与氧化物	与脉石	
黄铜矿	57.95	/	7.03	8.21	5.06	21.75	100.00
磁黄铁矿	75.62	10.26	/	4.99	3.38	5.75	100.00
镍黄铁矿	63.37	12.78	5.04	/	4.17	14.64	100.00

从表 2 可以看出,一段粗选精矿中黄铜矿的单体解离度约为 58%,连生矿物为磁黄铁矿、镍黄铁矿、氧化物和脉石,含量分别约为 7%、8%、5% 和 22%;磁黄铁矿的单体解离度约为 76%,连生矿物以黄铜矿为主,含量约为 10%;镍黄铁矿的单体解离度约为 63%,连生矿物以脉石为主,含量约为 15%。

从表 2 还可以看出,镍黄铁矿的单体解离度解离还有提高的余地,尤其是镍黄铁矿和脉石矿物连生的较多,镍黄铁矿和黄铜矿连生体含量也较高。而黄铜矿的连生关系更为复杂,尤其是和脉石矿物连生较多,黄铜矿的单体解离度总体较低,说明黄铜矿的嵌布粒度更小。这两个方面的分析充分说明粗选精矿有必要进行再磨,让其有用矿物充分解离出来,从而为提升技术指标创造有利条件^[1,4-5]。

3 高铜镍比矿石粗精再磨工艺小型试验

3.1 开路试验

为了初步探索粗精再磨工艺的可行性,对粗精矿进行了开路流程试验,试验分为两种情况进行,第一组是粗选精矿磨矿或者不磨后直接进行开路试验,第二组是粗选精矿磨矿或者不磨后加药再进行开路试验,试验流程见图 1。

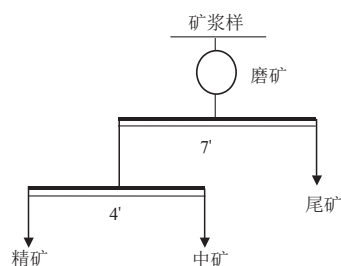


图 1 开路试验流程

Fig. 1 Flow chart of open circuit test

3.1.1 开路不加药试验

对矿浆样进行三种条件开路试验,磨矿细度分别为 -0.043 mm 69% (不磨)、80% 和 85%,三种条件下均不加药剂,试验流程见图 1,试验结果见表 3。

表 3 磨矿后不加药的开路试验对比结果
Table 3 Comparison results of open- circuit test without reagents is added after grinding

磨矿条件	产品名称	产率 /%	品位 /%			回收率 /%	
			Ni	Cu	MgO	Ni	Cu
-0.043 mm 69% 不磨	精矿	19.08	11.4	11.95	3.49	33.54	51.56
	中矿	12.51	7.00	6.84	/	13.51	19.35
	尾矿	68.41	5.02	1.88	/	52.95	29.08
	原矿	100.00	6.49	4.42	/	100.00	100.00
-0.043 mm 80%	精矿	18.82	9.20	13.95	4.13	26.46	62.06
	中矿	7.75	6.58	5.36	/	7.80	9.82
	尾矿	73.43	5.86	1.62	/	65.75	28.12
	原矿	100.00	6.54	4.23	/	100.00	100.00
-0.043 mm 85%	精矿	18.20	8.75	15.5	3.92	24.73	65.60
	中矿	6.79	7.12	5.22	/	7.50	8.24
	尾矿	75.01	5.82	1.5	/	67.77	26.16
	原矿	100.00	6.44	4.30	/	100.00	100.00

通过表 3 可以看出，在粗精矿再磨后不加药剂条件下，随着再磨细度的增加，获得的铜镍精矿产率降低，再磨细度从 -0.043 mm 69%，增加到 80%、85% 三种条件下，获得的铜镍精矿产率从 19.08% 降低到 18.20%，而镍品位呈现降低趋势，在三种条件下镍品位从 11.4% 降低到 8.75%。但是，精矿中铜品位和回收率随着细度的增加而提高。

3.1.2 开路加药试验

同样，对矿浆样进行三种条件开路试验，磨矿细度分别为 -0.043 mm 69%（不磨）、80% 和 85%，三种条件均加入丁黄药 20 g/t；试验流程见图 1，试验结果见表 4。

表 4 磨矿后加药的开路试验对比结果
Table 4 Comparison results of open- circuit test of adding reagents after grinding

磨矿条件	产品名称	产率 /%	品位 /%			回收率 /%	
			Ni	Cu	MgO	Ni	Cu
-0.043 mm 69% 不磨	精矿	24.61	11.45	11.05	4.18	44.03	64.23
	中矿	7.46	6.12	5	/	7.13	8.81
	尾矿	67.93	4.6	1.68	/	48.83	26.96
	原矿	100	6.4	4.23	/	100.00	100.00
-0.043 mm 80%	精矿	24.75	12.85	11.65	3.03	49.18	65.15
	中矿	12.29	8.4	4.76	/	15.96	13.22
	尾矿	62.97	3.58	1.52	/	34.86	21.63
	原矿	100	6.47	4.28	/	100.00	100.00
-0.043 mm 85%	精矿	23.91	12.65	11.85	2.63	47.75	65.85
	中矿	7.04	9.74	4.98	/	10.83	8.15
	尾矿	69.05	3.8	1.62	/	41.42	26.00
	原矿	100	6.33	4.3	/	100.00	100.00

由表 4 可知，在粗精再磨后添加丁黄药条件下，随着磨矿细度增加，精矿中镍品位提升较多，由不磨情况下（细度为 -0.043 mm 69%）的 11.45% 提高 12.85%（磨矿细度为 -0.043 mm 80%）。同时，铜品位和回收率也有相同的趋势，由不磨情况下（细度为 -0.043 mm 69%）11.05% 提高到 11.85%（细度为 -0.043 mm 85%）。随着磨矿细度增加，尾矿镍铜品位也有降低趋势。然而，随着磨矿细度的过度增加（细度为 -0.043 mm 85%），精矿镍品位和回收率又呈现降低趋势。说明随着磨矿细度的增加，磨矿中发生过磨现象，造成浮选过程中机械夹带杂质现象严重，从而导致精矿杂质含量增加，从而影响镍金属浮选效率。综合考虑以上数据和金属综合回收问题，认为粗选精矿再磨时的磨矿细度以 -0.043 mm 80% 为宜。

3.1.3 小结

粗精再磨后不添加捕收剂条件下，随着磨矿细度增加，所得精矿产率降低，精矿中镍品位和回收率降低，但是铜品位和回收率有所提高。在粗精再磨后加药条件下，随着磨矿细度增加，精矿镍品位和回收率呈现先升高后降低趋势，铜品位和回收率总体呈现升高趋势，综合考虑，认为粗选精矿再磨时的磨矿细度以 -0.043 mm 80% 为宜。

分析原因可能为：粗精矿磨矿后由于矿物颗粒进一步解离，原本被包裹的矿物暴露或形成单体，有利于浮选；但由于磨矿中矿物颗粒解离产生新鲜解离面、粒度变细和磨矿过程中钢球对矿物表面附着的药剂有擦洗作用，导致矿物表面的发生脱药现象，药剂和矿物表面的作用力减弱，不利于金属回收率提高，而待到添加丁黄药后，矿物表面和药剂作用力加强，精矿铜镍品位和回收率都随之提高^[1-3]。

3.2 闭路试验

为了考查浮选连续性对指标的影响，进行了闭

路试验,现场矿浆进行不磨与磨矿细度在 -0.043 mm 80% 条件下进行闭路试验。不磨条件和磨矿条件下都添加丁基黄药 20 g/t^[1,3, 6]。

表 5 试验结果分析
Table 5 Test results analysis

磨矿条件	产品名称	产率 /%	品位 /%			回收率 /%	
			Ni	Cu	MgO	Ni	Cu
69% -0.043mm 不磨	精矿	33.78	9.57	7.81	4.88	68.95	72.82
	尾矿	66.22	2.20	1.49	/	31.05	27.18
	原矿	100.00	4.69	3.62	/	100.00	100.00
80% -0.043mm 磨矿 - 不磨	精矿	34.43	10.20	8.38	4.45	73.55	78.36
	尾矿	65.57	1.93	1.21	/	26.45	21.64
	原矿	100.00	4.77	3.68	/	100.00	100.00
磨矿 - 不磨	精矿	0.64	0.63	0.57	-0.43	4.61	5.54

表 5 闭路试验结果表明,在粗精再磨后添加丁基黄药 20 g/t 条件下,细度从 -0.043 mm 69% (不磨) 增加到 -0.043 mm 80%, 获得精矿产率由 33.78%

提高到 34.43%, 提高了 0.64 个百分点, 精矿镍品位由 9.57% 提高到 10.20%, 提高了 0.63 个百分点; 精矿镍回收率由 68.95% 提高到 73.55%, 提高了 4.61 个百分点; 精矿铜品位由 7.81% 提高到 8.38%, 提高了 0.57 个百分点; 精矿铜回收率由 72.82% 提高到 78.36%, 提高了 5.54 个百分点。

4 高铜镍比矿石粗精再磨工艺工业应用结果

通过小型试验可知,采取粗精矿再磨工艺能够提高铜镍综合技术指标,在工业生产中,对一段粗选精矿进行开路再磨后进入精选作业生产,开路磨矿后的细度为 -0.043 mm 80%。通过该工艺改造后发现经济技术综合指标都有较大幅度的提升,表 6 是改造前和改造后的数据对比结果。

表 6 粗精矿再磨工艺应用前后技术指标

Table 6 Technical indexes before and after the application of regrinding process of rough concentrate

月份	原矿品位 /%		一段尾矿 /%		一段精矿品位 /%		氧化镁 /%	一段回收率 /%	
	Ni	Cu	Ni	Cu	Ni	Cu		Ni	Cu
应用前	1.272	1.035	0.42	0.403	10.27	7.59	5.88	69.84	64.49
应用后	1.34	1.098	0.40	0.361	11.08	7.89	6.45	72.78	70.34
差值	0.068	0.063	-0.02	-0.042	0.81	0.3	0.57	2.94	5.85

通过表 6 可以看出,在粗精矿进行再磨工艺应用后,精矿镍铜经济技术综合指标显著提高。对比工艺应用前后,精矿中镍品位和回收率分别提高了 0.81 个百分点和 2.94% 个百分点。精矿铜品位和回收率分别提高了 0.3 个百分点和 5.85% 个百分点。尾矿镍品位和铜品位分别降低到 0.403% 和 0.361%。同时,精矿的氧化镁在 6.8% 以下的范围内,满足冶炼厂对产品的要求。

5 结 论

(1) 对某高铜镍比硫化铜镍矿调查发现随着铜镍比的增加,一段粗选产出的镍铜品位呈现下降趋势,对一段粗选精矿进行单体解离度分析认为铜镍矿物的单体解离度较低是造成精矿品位降低的主要原因。

(2) 对高铜镍比矿石粗选精矿在不同磨矿细度和药剂制度下的开路试验表明:粗精再磨后不添加捕收剂条件下,随着磨矿细度增加,所得精矿产率降低,精矿中镍品位和回收率降低。但是,铜品位和回收率有所提高。在粗精再磨后加药条件下,随着磨矿细度增加,精矿镍品位和回收率呈现先升高后降低趋势,铜品位和回收率总体呈现升高趋势,综合考虑,认为粗选精矿再磨时的磨矿细度以 -0.043mm 80% 为宜。

(3) 闭路试验结果可知:在粗精再磨后添加丁基黄药 20 g/t 条件下,细度从 -0.043 mm 69% (不磨) 到 -0.043 mm /80%, 获得精矿产率提高了 0.64 个百分点,精矿镍品位和回收率分别提高了 0.63 个百分点和 4.61 个百分点;精矿铜品位和回收率分别提高了 0.57 个百分点和 5.54 个百分点。

(4) 粗精矿再磨工艺在工业生产实际应用后, 精矿镍铜经济技术综合指标显著提高。对比工艺应用前后, 精矿中镍品位和回收率分别提高了 0.81 个百分点和 2.94% 个百分点。精矿铜品位和回收率分别提高了 0.3 个百分点和 5.85% 个百分点。尾矿镍品位和铜品位分别降低到 0.403% 和 0.361%。同时, 精矿氧化镁含量在 6.8% 以下范围内, 满足冶炼厂对产品的要求。

参考文献:

- [1] 刘存华, 新药剂在金川镍矿的应用研究 [J]. 中国矿石工程, 2006 (12): 11-14.
- Liu C H. Application of New Reagent in Jinchuan Nickel Mine [J]. China Ore Engineering, 2006 (12): 11-14.
- [2] 胡为柏. 浮选 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1989.10.
- Hu W B. Flotation [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1989.10.
- [3] 堇光明. 浮游选矿 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1988.11.
- Gong G M. Plankton Dressing [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1988.11.
- [4] 段希祥. 破碎与磨矿 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 2012.08.
- Duan X X. Crushing and Grinding [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2012.08.
- [5] 李雪斌, 袁惠新. 浮游选矿技术 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 2006.
- Li X B, Yuan H X. Plankton Dressing Technology [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2006.
- [6] 赵晖, 李永辉, 张汉平等, 某复杂铜镍矿的选矿试验研究 [J]. 矿冶工程, 2009 (10): 50-53.
- Zhao H, Li Y H, Zhang H P et al. Experimental Study on Ore Processing of a Complex Copper and Nickel Ore [J]. Mining and Metallurgy Engineering, 2009 (10): 50-53.

Research and Application of Rough Concentrate and Regrinding Technology in Beneficiation of a High Copper Nickel Ratio Ore

Yang Wenbiao, Zhang Yongmei

(Jinchuan Group co., Ltd., Jinchang, Gansu, China)

Abstract: Through the investigation of the ore properties of a sulfide copper-nickel ore, it is found that with the deep mining of the ore, the grade of copper and nickel in the ore has changed obviously, and the ratio of copper to nickel has increased from 0.64 to about 0.9. With the increase of the ratio of copper to nickel, the grade of nickel and copper produced by on first rough concentrate shows a downward trend. It is found that the main reason for the decrease of the degree of mineral liberation on first rough concentrate. Therefore, a small-scale experimental study on grinding fineness, reagents addition and other technological conditions of first rough concentrate was carried out. The test results showed that: (1) Compared with other fineness conditions, the yield, grade and recovery of copper and nickel concentrate were higher when the fineness was -0.043mm/ 80% and 20 g/t was added to crude concentrate. (2) Under the condition that no reagents is added after grinding the first rough concentrate. With the increase of fineness, the yield of the concentrate decreased, and the nickel grade and recovery rate also decreased. The reason may be due to the demineralization of the useful mineral surface during the grinding process. (3) Closed-circuit test results show that: Compared with the rough concentrate is no longer grinding (43 um/fineness - 69%), after the rough concentrate to grinding (43 um/fineness - 80%), and then grinding after adding butyl xanthate under the condition of 20 g/t, the concentrate yield increased by 0.64%, nickel concentrate grade and recovery rate increased by 0.63% and 4.61% respectively, copper grade and recovery rate increased by 0.57% and 5.54% respectively. Through the rough concentrate grinding technology industrial application practice shows that compared with the application before, the nickel concentrate grade and recovery rate increased by 0.81% and 2.94% respectively, copper grade and recovery rate increased by 0.30% and 5.85%, respectively, at the same time, magnesia content in concentrate meet the requirements of smelter for products.

Keywords: Concentrate grade; Concentrate recovery; Yield; Rough concentrate regrind