配矿强化中低品位红土镍矿选择性还原研究

潘 建[1]，田宏宇[1]，朱德庆[1]，韦 韬[2]，黄庆周[2]，潘料庭[1,2]
（1. 中南大学资源加工与生物工程学院，湖南 长沙 410083；
2. 北海诚德镍业有限公司，广西 北海 536017）

摘 要： 以两种中低品位红土镍矿 A（Ni 0.97% 和 Fe 40.09%）和 B（Ni 1.42% 和 Fe 23.16%）为原料，探究红土镍矿中镍的赋存状态和分布规律，并通过配矿来强化直接还原焙烧－磁选的试验研究。结果表明，褐铁矿型红土镍矿中，镍多数赋存在主要矿物针铁矿晶格中，利蛇纹石中镍品位也较高；腐殖土型红土镍矿中，铁镁硅酸盐矿物含量为 65% 左右，镍品位较低；针铁矿含量约为 30%，含镍品位较高。通过配矿可以减少铁镍比，配合添加剂可以抑制铁的还原，降低还原温度到 1 100 ℃ 左右，此时得到镍品位 6% 左右的镍铁精矿，镍回收率为 92.08%。还原焙烧矿中镍被有效富集于 γFe－Ni 合金晶粒中，其它物相中含镍极少，实现了镍的选择性还原和富集。

关键词： 中低品位红土镍矿；硫添加剂；配矿；选择性还原
中图分类号： TF046；TD98　　**文献标识码：** A　　**文章编号：** 1000－8764（2018）01－0015－05
doi： 10.13403/j.sjqt.2018.01.004

Improving selective reduction roasting－magnetic separation to concentrate nickel of low and middle grade nickel laterite ore by ore blending

Pan Jian[1], Tian Hongyu[1], Zhu Deqing[1], Wei Tao[2], Huang Qingzhou[2], Pan Liaoting[1,2]
（1. *School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha* 410083, *Hunan*;
2. *Beihai Chengde Ferronickel Co., Ltd, Beihai* 536017, *Guangxi*）

Abstract The direct reduction roasting-magnetic separation experiment was conducted on nickel laterite sample A, which graded 0.97% Ni and 40.09% Fe, and B which graded 1.42% Ni and 23.16% Fe, to research existing state and regularities of distribution of nickel laterite ore, and to explore intensify method of direct reduction by ore blending. The results show that Ni reserves mainly in goethite lattice in limonite nickel laterite ore, and the grade of Ni is also high in lizardite. In humous nickel laterite ore, iron-magnesium silicate is main mineral, which has low grade of Ni, and goethite is secondary mineral, which has high grade of Ni. It can reduce reduction temperature and Fe/Ni by ore blending, and control reduction of iron cooperating additional agent. And concentrate assaying 6% nickel was thus manufactured at a recovery of 92.08 %. Ni mainly enriched in γFe-Ni and little distributed in other phase in reduced roasting ore, which realizes selective reduction and beneficiation.

Key words medium and low grade nickel laterite ore; sulfide additive agent; ore blending; selective reduction

1 前 言

世界不锈钢消费量的不断增大，使人们对镍的需求程度逐年加深[1,2]。随着硫化镍矿的可利用资源逐渐消耗殆尽，对于占全球镍资源总量约为 72% 的红土镍矿的有效利用成为亟需解决的问题[3]。我国红土镍矿基本储量较小，主要以进口菲律宾和印度尼西亚的红土镍矿为主，但其中的 70% 为含镍低于 1.6% 的中低品位红土镍矿[6~8]。因此，中低品位红土镍矿的有效利用受到越来越多的关注，而直接还原－磁选工艺凭借其原料适应好、能耗和运营成本低等优点成为近几年镍铁

收稿日期： 2017－12－06
基金项目： 自然科学基金（50974135、51574281）
作者简介： 潘 建（1977－），男，教授，主要从事烧结球团、直接还原、二次资源利用和钢铁冶金环境保护等方面的研究。
通讯作者： 田宏宇（1991－），男，硕士研究生，主要从事红土镍矿直接还原方面的研究。

(C)1994-2023 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net

生产的生力军，但对其同时存在的还原过程难控制、镍品位和回收率较低等不足的优化和改进也成为研究的热点[13~15]，研究发现即使红土镍矿所含主要矿物相同，载镍矿相同，镍在原矿中分布规律也相似，但由于Fe、Si和Mg含量的差异造成其选择性还原焙烧－磁选结果有很大差异，焙烧过程中铁、镁、钙等阳离子和硅氧离子形成不同硅酸盐，影响了焙烧矿的熔融性和镍的反应活性。本课题组[16,17]经过相关研究，通过复合添加剂促进镍铁晶粒的聚集、长大，同时铁矿物可被部分抑制还原，从而实现了红土镍矿中镍铁的选择性还原，镍的回收率为84.04%，而铁回收率仅为54.49%。

众多的研究表明，褐铁矿型红土镍矿铁镍比高，原料成本相对较低，但还原后的精矿镍品位低，而腐殖土型红土镍矿虽然铁镍比低，精矿镍品位高，但原料成本也相对较高，且还原温度要求也相对较高[18~20]。因此，本研究以中低品位的褐铁矿型和腐殖土型红土镍矿为原料进行配矿，希望通过两种红土镍矿在直接还原过程的耦合作用，强化其选择性直接还原，在不降低精矿镍品位和回收率的前提下，降低总原料成本和还原温度。

2 原料性能和研究方法

2.1 原料性能

2.1.1 红土镍矿

试验所用的两种红土镍矿A与B均产自印尼，其化学成分和物相组成分析如表1和图1所示。由表1和图1可知，红土镍矿A铁含量较高(40.09%)，镍含量较低(0.97%)，硅镁含量较低，属于红土镍矿中褐铁矿型范畴。红土镍矿B铁含量较低(23.16%)，镍含量偏低(1.42%)，硅镁含量较高，属于红土镍矿中腐殖土型或中间过渡性范畴，作为配矿进行试验参数的优化。

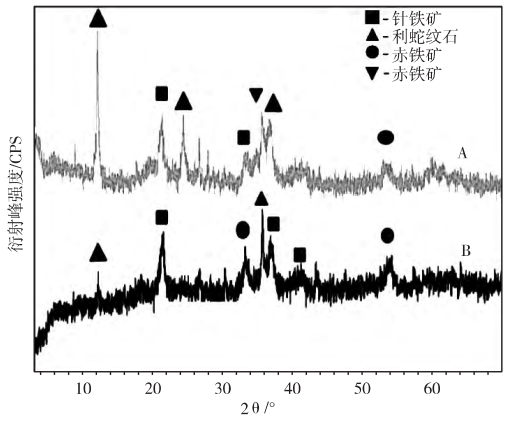


图1 红土镍矿A、B的X射线衍射图

表1 红土镍矿的主要化学成分(%)

原料种类	TFe	Ni	SiO_2	MgO	Al_2O_3	CaO	Cr_2O_3	S	P	LOI
A	40.09	0.97	12.55	4.65	6.52	0.30	2.86	0.04	0.01	13.23
B	23.16	1.42	27.74	17.65	4.05	0.50	1.68	0.10	0.01	12.80

红土镍矿中镍的赋存状态和分布规律直接影响着镍铁的还原和富集，为详细研究了解含镍矿物的化学成分，对红土镍矿样品进行电子探针射线显微分析，通过微区中不同矿物的含镍量来表征镍的赋存状态。电子探针结果如表2所示。

表2 红土镍矿EPMA分析结果(%)

矿样	物相比例	物相名称	Ni	Fe	Mg	Si	Al	Cr
A	77	针铁矿	0.88	44.22	0.28	1.80	3.79	0.74
	–	钴土矿	2.31	12.30	0.33	0.38	1.08	0.07
	13	硅酸盐矿物	1.18	10.55	11.77	21.12	0.52	0.19
	3	铬铁矿	0.06	19.72	5.00	0.11	6.63	34.43
	1	石英	0.13	2.51	0.20	41.23	0.06	0.08
	6	赤铁矿	0.14	66.55	0.61	0.18	0.61	0.21
		磁赤铁矿	0.02	70.97	0.05	0.11	0.00	0.03
B	65	硅酸盐矿物	1.08	11.33	15.24	15.61	0.96	0.25
	–	钴土矿	6.10	33.81	0.55	2.06	3.74	0.51
	30	针铁矿	1.59	44.75	2.11	4.45	1.30	0.60
	3	铬铁矿	0.08	12.20	7.37	0.02	5.85	41.36

(C)1994-2023 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net

由表 2 知，针铁矿和硅酸盐矿物占矿样 A 物相总量的 90%，均为含镍物相，其中针铁矿含镍 0.87% 占到物相比例的 77%，硅酸盐矿物含镍 1.19% 占到物相比例的 13%，其他物相含镍量很少；硅酸盐矿物和针铁矿占矿样 B 物相总量的 95%，均为含镍物相，较 A 矿样，B 矿样硅酸盐矿物所占物相的比例明显增大，所占物相比例为 65%。而不同物相的比例变化，也会影响红土镍矿中镍的赋存状态和其选择性还原后精矿的镍品位和回收率。

2.1.2　还原剂及添加剂

试验所用的还原剂为无烟煤，其内配煤粒度为 −0.074 mm 大于 80%，外配煤粒度范围为 0.56 ~1 mm。无烟煤的工业分析以及灰分的化学成分分析依照 GB/T31391 − 2015[21] 和 GB/T212 − 2008[22] 检测并列于表 3。由表 3 可知，无烟煤含有 53.80% 的固定碳，挥发分达到了 32.21%，灰分只有 5.44%，为一种较合适的还原剂。

表 3　还原煤的工业分析和灰分的化学组成(%)

无烟煤工业分析				灰分化学组成					
固定碳	水分	灰分	挥发分	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	S
53.80	16.06	5.44	32.21	1.19	0.98	0.66	0.60	0.25	0.43

本研究中的添加剂为 $CaSO_4$，粒度均小于 0.074 mm。

2.2　研究方法

对干燥的红土镍矿样品进行破碎细磨，控制样品粒度为 −0.074 mm 占 75%。然后与一定质量配比的添加剂和还原煤粉混匀压制成团块，压力机压强为 100 MPa，压制好的团块尺寸为 ∅13 mm × 8 mm。称取干燥后的团块 40 g 均匀置入刚玉坩埚底部，放入质量比 1∶1 的外配煤粒，以控制反应罐内的还原气氛，并在马弗炉中进行还原焙烧。还原结束后马上在氮气保护的密封钢罐中进行冷却。冷却试样称重后选取 20 g 进行人工破碎至 −1 mm，在 XMQ240 × 90 型球磨机中进行湿式磨矿，磨矿液固比为 1∶1，细磨至粒度全部小于 0.074 mm。矿浆随即在 CXG −08SD 磁选管中进行湿式磁选，磁场强度为 1 000 Gs，分选时间为 6 ~ 10 min。采用 X 射线衍射仪(XRD，D8 ADVANCE，BRUKER Ltd.，Swit)、JEOL JSM − 6490LV 扫描电镜(JEOL Ltd.，Tokyo，Japan) 和 EPMA − 1720H 电子探针微分析仪(SHIMADZU Inc. Tokyo，Japan) 对还原样品进行化学成分、物相分析及微观结构检测。试验主要评价指标为镍、铁的品位和回收率，其中镍、铁的回收率的计算方法如式(1) 所示。

$$\eta_{Fe(Ni)} = \frac{m \times \gamma'_{Fe}}{M \times \gamma'_{Fe}} \quad (1)$$

式中，$\eta_{Fe(Ni)}$ 为铁(镍) 的回收率，%；m 为精矿的质量，g；M 为原矿的质量，g；$\gamma'_{Fe}(Ni)$ 为精矿铁(镍) 品位，%；$\gamma_{Fe}(Ni)$ 为原矿铁(镍) 品位，%。

3　实验结果与分析

3.1　配矿及还原制度对红土镍矿选择性还原及镍富集的影响

矿 A 具有低镍高铁的特点，较高的铁镍比导致还原磁选后的精矿镍品位很低，矿 B 铁镍比低，但硅镁含量高，导致还原温度较高，镍的回收率也偏低。本研究将两种红土镍矿进行一定比例的配矿，以期在降低还原温度的同时，提高磁选精粉中的镍品位和回收率。

3.1.1　矿样 B 的配比对红土镍矿选择性还原与镍富集的影响

对不同红土镍矿配比的原料进行还原 − 磁选实验，结果如图 2 所示。结果表明，随着 B 矿样配比的增加，镍品位以及镍回收率显著提高，镍品位由 2.0% 提高到 6.0%，回收率由 20% 提高到 90% 以上，而铁的回收率升高幅度明显低于镍的回收率升高幅度。研究表明 B 矿的添加明显提高还原选择性，铁的还原得到抑制。在矿 B 配比为 40% 时，选择性还原 − 磁选综合指标最佳。

(C)1994-2023 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

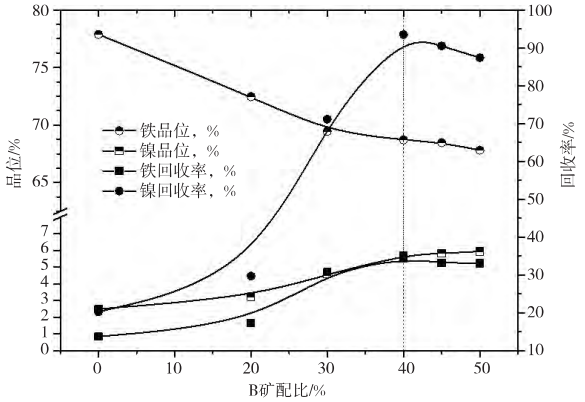


图2 矿B配比对混合红土镍矿原料镍铁选择性还原的影响

(6.0% 添加剂,5.0% 还原剂,1100 ℃ 还原 60 min)

3.1.2 内配还原剂用量对配矿的选择性还原与镍富集的影响

还原气氛的控制也是实现红土镍矿选择性还原相当重要的环节。内配还原剂用量对红土镍矿选择性还原的实验结果如图3所示。结果表明,随着内配煤的增加,有利于镍的还原和富集,但还原煤的用量增加到一定程度,也会强化铁的还原,导致镍品位下降,降低镍的选择性还原效果。所以,还原煤用量控制在5%左右较适宜。

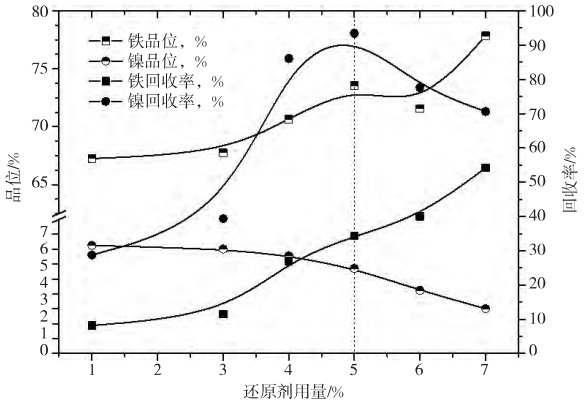


图3 内配还原剂配比对于混合红土镍矿镍和铁富集的影响

(40.0% 矿B,6.0% 添加剂,1100 ℃ 还原 60 min)

3.1.3 温度制度对红土镍矿选择性还原与镍富集的影响

温度制度也是影响红土镍矿还原的重要因素,不同高温段温度对选择性还原焙烧以及镍富集的影响如图4所示。

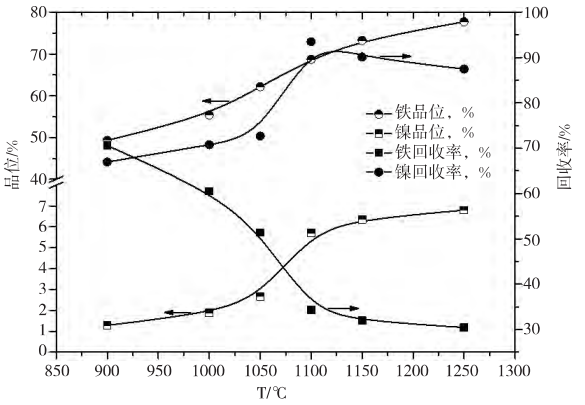


图4 还原温度对配矿混合料镍和铁富集的影响

(40.0% 矿B,6.0% 添加剂,5.0% 还原煤,还原时间 60 min)

由图4可知,精矿中镍、铁品位以及镍回收率随着还原温度的不断升高而提高,铁回收率下降。当还原温度为1 100 ℃时可获得镍品位5.97%,镍回收率在91.70%以上的镍富集效果。随着温度的进一步升高,镍富集改善不大。而在单矿还原试验中,矿B达到相近的品位和回收率需要1 150~1 200 ℃。进行配矿后,在不明显降低精矿镍品位的前提下,矿A的配加可以有效降低硅镁含量,降低还原温度。且在较低的温度下,矿A相较矿B更易进行铁的还原,镍铁的亲和性有助于镍铁晶粒的长大,对后续精矿分选有利。

3.2 选择性还原团块矿物晶体化学研究

对还原条件优化后的还原焙烧团块R采取矿物工艺学分析,以阐释镍铁的选择性还原机理和镍铁的富集过程。还原团块R的微观形貌(图5-A)与其背散射图片(图5-B)如图5所示。

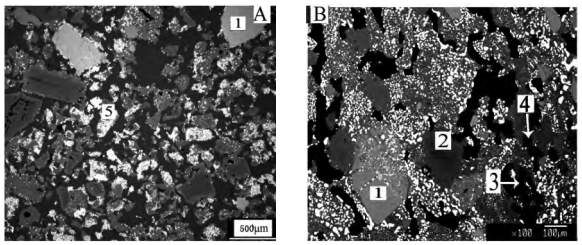


图5 还原焙烧团块R微观形貌

(1-铬铁尖晶石;2-铁尖晶石;3-SiO_2;4-顽火辉石;5-γFe-Ni)

(C)1994-2023 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net

由图 5 知，红土镍矿还原后的物相以 γFe－Ni 相、铁尖晶石、顽火辉石、铬铁尖晶石和石英等。由于高温还原下结晶水的脱除和氧的失去，矿物表面出现收缩，颗粒间隙增大，边缘呈不同程度熔蚀状，γFe－Ni 物相呈较明亮的点状内嵌于尖晶石和浮氏体。为揭示还原团块各物相中镍的赋存状态，对其进行电子探针射线显微分析并将结果列于表 4。

表 4　还原焙烧团块 R 中各物相电子探针元素分析(%)

物相	O	Ni	Fe	Co	Si	Mg	Al	Cr	S	Total
Fe－Ni－Co	0.07	8.93	87.73	3.73	0.02	0.00	0.00	0.07	0.01	100.66
γFe－Ni	1.81	3.71	93.06	1.25	0.33	0.07	0.25	0.10	0.01	100.86
铁尖晶石	34.87	0.22	31.66	0.04	16.83	6.74	1.18	0.12	0.05	95.31
浮氏体	22.37	0.03	74.95	0.04	0.12	1.23	0.45	0.53	0.00	100.50
顽火辉石	45.95	0.17	4.75	0.05	29.63	10.22	0.00	0.03	0.00	90.94
铬铁尖晶石	30.31	0.03	18.95	0.08	0.09	3.90	7.94	33.89	0.01	95.62

由表 4 知，通过选择性还原，镍主要赋存于 γFe－Ni 和 Fe－Ni－Co 物相，其中 Fe－Ni－Co 物相比例较低，主要以 γFe－Ni 相为主。其他矿物中有少量镍元素赋存，进一步阐明了配矿和添加剂的双重效果，有利于强化红土镍矿的选择性还原。

4　结　论

(1) 红土镍矿 A 铁含量较高(40.09%)，镍含量低(仅 0.97%)，硅镁含量较低，为红土镍矿中典型的褐铁矿范畴。主要矿物为针铁矿，含量高达 77%，镍元素含量为 0.88%，即镍主要类质同象于针铁矿晶格中，硅酸盐矿物含镍量为 1.18%，但物相含量仅为 10% 左右。

红土镍矿 B 铁含量较低(23.16%)，镍含量偏低(1.42%)，硅镁含量高，为红土镍矿中腐殖土型或中间过渡型范畴。铁镁硅酸盐矿物含量为 65% 左右，含镍量平均在 1.08% 左右；针铁矿物相比例约占 30%，镍元素含量较高，为 1.59%。

(2) 褐铁矿型和腐殖土型红土镍矿按照一定比例配矿，在不降低精矿镍品位和回收率的同时，可以减少原矿铁镍比，降低还原温度，而添加剂有利于抑制铁的还原，提高精矿镍品位，降低铁的回收率。在还原温度 1 100 ℃及还原时间 60 min 左右，即可得到镍品位 6% 左右的镍铁精矿，镍回收率 92.08%。

(3) 通过对还原样品微观形貌以及电子探针元素分析研究表明，在还原产品中存在的主要物相为 γFe－Ni 相、铁尖晶石、浮氏体、顽火辉石和铬铁尖晶石等。镍元素有效富集在 γFe－Ni 物相中，其它物相中镍元素含量极少，实现了镍的选择性还原和富集。

参考文献

[1] 李金辉，李洋洋，郑顺，等. 红土镍矿冶金综述[J]. 有色金属科学与工程，2015，01：35－40.

[2] Ma，X. D.，Cui，Z. X.，Zhao，B. J. Efficient Utilization of Nickel Laterite to Produce Master Alloy[J]. JOM，2016，68(12)，3006－3014.

[3] 燕凌羽，王安建. 全球镍资源供需格局浅析[J]. 中国矿业，2016，04：1－5.

[4] Li，X. H.，Tuo，B. Y.，Zhang，Q.，et al. Experimental Study on Recovery of Nickel from Nickel－Bearing Laterite[J]. Advanced Materials Research，2014，881－883，1611－1615.

[5] 杨涛，李小明，赵俊学，等. 红土镍矿处理工艺现状及研究进展[J]. 有色金属(冶炼部分)，2015，(06)：9－13.

[6] 庞建明，郭培民，赵沛. 火法冶炼红土镍矿技术分析[J]. 钢铁研究学报，2011，06：1－4，66.

[7] J. Z. Khoo，N. Haque，S. Bhattacharya. Process simulation and exergy analysis of two nickel laterite processing technologies[J]. International Journal of Mineral Processing，2017，161(10)，83－93.

(下转第 24 页)

(C)1994-2023 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

的烧结矿产量小于转鼓指数和成品率下降而降低的烧结矿产量，因此烧结利用系数呈急速下降的趋势。

4 结 论

随着混合料碱度的增加，烟气中 NO_X 排放浓度小幅降低，烧结速度、利用系数、烧结成品率和转鼓强度明显升高；随着混合料水分的增加，烟气中 NO_X 排放浓度小幅降低，烧结速度、利用系数明显升高，烧结成品率和转鼓强度降低；随着料层厚度的增加，烧结烟气中 NO_X 浓度有一定幅度降低，烧结速度和利用系数逐渐降低，烧结矿成品率和转鼓指数逐渐增加；随着燃料配比的降低，烧结烟气中 NO_X 浓度有显著的降低，成品率、转鼓强度逐渐降低，烧结利用系数逐渐先升高后降低，烧结速度加快。

参考文献

[1] 马利锦. 煤焦燃烧过程中燃料氮转化规律研究 [D]. 哈尔滨: 哈尔滨工业大学, 2013.

[2] Ashman P J, Haynes B S, Buckley A N, et al. The fate of char-nitrogen in low-temperature oxidation [J]. Symposium (International) on Combustion, 1998. 27(2): 3069 - 3075.

[3] 周永刚，邹平国，赵虹. 燃煤特性影响燃 N 转化率试验研究 [J]. 中国电机工程学报，2006. 26(15): 63 - 67.

[4] 陈彦广，王志，郭占成. 焦粉改性降低烧结过程 NO_x 排放的模拟 [J]. 钢铁研究学报，2009. 21(5): 8 - 11.

[5] Thomas K M. The Release of Nitrogen Oxides During Char Combustion [J]. Fuel, 1997, 76(6): 457 - 461.

[6] 任重培，朱天乐，朱廷钰，等. 烧结过程 NOx 和 SO_2 形成规律及烧结料组成对 NOx 排放的影响 [J]. 环境科学，2014. 35(10): 3669 - 3702.

[7] Yamashita H, Tomita A, Yamada H, et al. Influence of char surface chemistry on the reduction of nitric oxide with chars [J]. Energy & fuels, 1993. 7(1): 85 - 89.

(上接第 19 页)

[8] Peng Liu, Baokuan Li, Sherman C. P. Cheung, et al. Material and energy flows in rotary kiln-electric furnace smelting of ferronickel alloy with energy saving [J]. Applied Thermal Engineering, 2016, 109, 542 - 559.

[9] 康兴东，夏春才. 镍矿资源现状及未来冶金技术发展 [J]. 科技视界，2015, 36: 273 - 274.

[10] Zheng, G. l., Zhu, D. Q., Pan, J., et al. Pilot scale test of producing nickel concentrate from low-grade saprolitic laterite by direct reduction-magnetic separation [J]. Journal of Central South University, 2014, 21(5), 1771 - 1777.

[11] 潘料庭，罗会键，肖琦，等. 论红土镍矿 RKEF 生产工艺技术进步 [J]. 铁合金，2017, (1): 17 - 20.

[12] 潘料庭. 红土镍矿回转窑直接还原镍铁工艺设计与实践 [J]. 铁合金，2015, (2): 15 - 19.

[13] 王亚琴，李艳军，张剑廷，等. 红土镍矿深度还原—磁选试验研究 [J]. 金属矿山，2011, (9): 68 - 71, 86.

[14] 刘云峰，陈滨. 红土镍矿资源现状及其冶炼工艺的研究进展 [J]. 矿冶，2014, 04: 70 - 75, 78.

[15] 刘志国，孙体昌，蒋曼，等. 红土镍矿原矿性质及其对直接还原焙烧的影响机理 [J]. 北京科技大学学报，2014, (11): 1448 - 1455.

[16] 朱德庆，郑国林，潘建，等. 低品位红土镍矿制备镍精矿的试验研究 [J]. 中南大学学报(自然科学版)，2013, (01): 1 - 7.

[17] 蒋曼，孙体昌，刘志国，等. 煤种类及添加剂对红土镍矿选择性直接还原的影响规律 [J]. 矿冶工程，2012, (05): 77 - 81.

[18] 路长远，鲁雄刚，邹星礼，等. 中国镍矿资源现状及技术进展 [J]. 自然杂志，2015, 04: 269 - 277.

[19] 曾祥婷，许虹，田尤，等. 中国镍资源产业现状及可持续发展策略 [J]. 资源与产业，2015, 04: 94 - 99.

[20] Liu, Z. G, Sun, T. C, Jiang, M., et al. Laterite ore properties and their influence mechanism on direct reduction roasting [J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2014, (11), 1448 - 1455.

[21] GB/T 31391 - 2015, 煤的元素分析 [S]. 北京: 煤炭科学研究总院检测研究分院，2015.

[22] GB/T 212 - 2008, 煤的工业分析方法 [S]. 北京: 煤炭科学研究总院煤炭分析实验室，2008.

(C)1994-2023 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net