山西某赤、褐铁矿选矿试验研究

张凌燕 杨香风 王 芳 洪 礼 魏婷婷 陈慧杰
(武汉理工大学)

摘 要 山西某铁矿主要铁矿物为褐铁矿和赤铁矿,脉石矿物主要为铝土矿、高岭石、云母、胶磷矿等。铁矿物嵌布粒度细,与脉石矿物呈胶结物状胶结在一起,单体解离困难,属极难选铁矿。针对山西该铁矿采用镜铁矿配矿,镜铁矿与赤、褐铁矿比例为 2∶5时,采用摇床一次粗选、一次精选,精选尾矿返回粗选的闭路流程,可获得铁品位 60.15%,回收率 52.28%的良好技术指标。

关键词 赤、褐铁矿 镜铁矿 摇床

Study on the Beneficiation Technology of a Hematite-Limonite Ore of Shanxi

Zhang Lingyan Yang Xiangfeng Wang Fang Hong Li Wei Tingting Chen Huijie
(Wuhan University of Technology)

Abstract Iron minerals in an iron ore of Shanxi are mainly limonite and hematite, and gangue minerals are mainly bauxite, kaolinite, mica, phosphate rock and so on. The ore is characterized by fine dissemination size of iron minerals, embedding with gangue minerals, being difficult to dissociate, so it belongs to refractory iron ores. Specular iron ores are mixed with this Shanxi iron ore. When the ratio of Specular iron and hematite-limonite was 2∶5, an iron concentrate grading of 60.15% at a 52.28% recovery was obtained through a closed-circuit flow of one-roughing with shaking tables, one-cleaning, and tailing concentrate back to the rough beneficiation.

Keywords Hematite-limonite, Specular iron ore, Shaking tables

随着高品质和易选的铁矿资源逐渐减少,尤其是我国钢铁工业的快速发展已凸显铁矿资源极度紧张,因此赤、褐铁矿的高效选矿技术已逐渐成为研究的主要方向,近几年已取得明显的进步[1]。由于近年来进口铁矿石价格不断上涨,造成钢铁企业铁矿石供应紧张,生产成本大幅上涨,严重地制约了钢铁生产企业的可持续发展[2]。为有效地解决铁矿石资源问题,各大钢铁企业都在寻求新的铁矿资源,以前难选、利用率较低的赤、褐铁矿资源,现已成为关注的焦点。目前,赤、褐铁矿主要用重力选矿、磁化焙烧—磁选联合、磁选—浮选联合等方法处理[3-5]。对于细粒弱磁性赤、褐铁矿,国外则以絮凝—磁选工艺选别,获得了较高的分选效率和选别指标[6]。山西某赤、褐铁矿嵌布粒度很细,呈胶结物状与粘土矿物胶结在一起,单体解离困难,利用单一磁选和浮选等工艺流程都无法达到理想的指标。采用镜铁矿配矿,有利于强化磨矿与擦洗,具有明显的作用,可获得铁品位 60.15%,回收率 52.28%的良好技术指标。

1 矿石性质

试验所用矿样由山西某公司提供,对该矿样多元素化学分析,结果见表 1,原矿中铁物相分析结果见表 2。

表 1 原矿多元素化学分析结果 %

元 素	TFe	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	K_2O	CaO	MgO	TiO_2
含 量	41.80	59.71	11.38	22.60	0.060	0.514	0.128	0.51
元 素	MnO	P_2O_5	SO_3	ZnO	SrO	Y_2O_3	BaO	
含 量	0.364	2.350	0.514	0.109	1.087	0.016	0.098	

表 2 原矿铁物相分析结果 %

铁物相	赤、褐铁矿	碳酸铁	硫化铁	硅酸铁	全 铁
铁含量	41.21	0.22	0.02	0.20	41.65
铁分布率	98.94	0.53	0.05	0.48	100.00

从表 1可知,矿石中的主要成分是 Fe_2O_3, Al_2O_3, SiO_2, TFe含量为 41.80%。矿石中 Al和 Si的含量高,尤其是 Al_2O_3 22.60%。少量的磷(P_2O_5)和 SiO_2,微量的 K_2O, CaO, MgO, TiO_2, MnO和 S。需

张凌燕 (1963—),男,武汉理工大学资源与环境工程学院,副教授,430070 湖北省武汉市武昌珞狮路 122号。

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net

选矿排除的物质是 Al_2O_3, SiO_2, P_2O_5。

从表 2可知,矿样中不含强磁性铁,铁主要是以赤、褐铁矿形式存在,其分布率占 98.94%,少量是以黄铁矿、碳酸盐及硅酸盐的形式存在。理论上分析认为,用强磁选和高梯度磁选,回收率应在 80%以上。实际上,由于赤、褐铁矿嵌布粒度太细,与脉石矿物共生关系复杂,试验中回收率会受到很大影响。

原矿工艺矿物学研究表明,主要金属矿物为褐铁矿和赤铁矿;脉石矿物主要为高岭石、云母、菱锶矿、胶磷矿等。铁矿物按粒度分为两部分,其中大部分铁矿物嵌布粒度细,一般在 6～15 μm,呈胶结物状将赤铁矿与铝土矿或粘土矿物集合体胶结在一起,见图 1(照片中亮的颗粒为赤铁矿)。该类矿石单体解离困难,铁矿物含量 30%～35%,用常规的单一磁选和浮选工艺很难将其选别出来。另少部分铁矿物嵌布粒度较粗,一般在 74～362 μm。铁矿物和粘土矿物、铝土矿接触边缘凹凸不平,部分赤铁矿内含 10 μm以下的脉石矿物,见图 2。这部分赤、褐铁矿由于颗粒较大,相对来讲,单体解离容易,夹杂嵌布粒度细的铁矿物则会影响最终精矿品位和回收率。

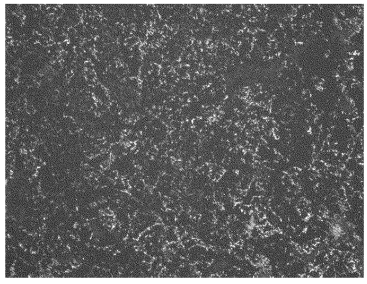


图 1　呈胶结物状分布的赤铁矿
照片中亮的颗粒为赤铁矿

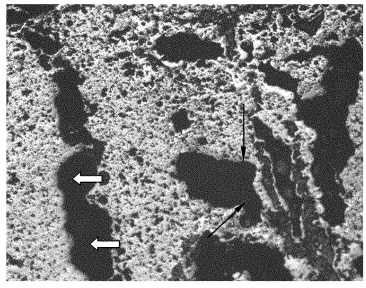


图 2　与铝土矿接触边缘凹凸不平的赤铁矿
照片中亮的颗粒为赤铁矿,颗粒 0.486～0.1862 mm;
白箭头指空洞,铝土矿为 0.0528～0.092 mm(黑箭头所指矿物)

2　试验方案的制订

工艺矿物学研究结果表明,大部分赤、褐铁矿嵌布粒度很细,与脉石矿物胶结在一起。部分赤铁矿内含 10 μm以下的脉石矿物,粘土矿物内部总是含有微细粒级的赤铁矿。磨到 -45 μm,铁矿物难以完全解离。利用重选、磁选和浮选工艺都不能达到理想的铁精矿品位和回收率,并且尾矿的品位较高。为此,根据原矿性质的特点,拟采用掺入其它矿石进行配矿,再进行摇床分选,以达到提高铁品位和回收率的目的。

3　选别方案试验

3.1　掺入灰石、长石试验

采用硬度大的硅酸盐灰石和长石对该赤、褐铁矿进行配矿,强化选择性磨矿与擦洗作用,提高精矿品位。将原矿与灰石、长石分别以 7∶1和 6∶1的比列混合配矿,采用 XMB-70型三辊四筒磨矿机进行球磨,分别球磨 6 min和 8 min,磨矿浓度 60%,将磨矿产物中 -0.097 mm(160目)进行摇床试验。摇床条件:横向坡度 0.5°,冲洗水 216 kg/h,冲程 16 mm,冲次 320 r/min。试验结果见表 3。

表 3　掺入灰石、长石摇床粗选试验结果　%

掺入矿石种类	产物名称	产　率	品　位	回收率
灰　石	精　矿	11.14	56.70	17.33
	中　矿	45.15	29.83	36.96
	尾　矿	43.71	38.10	45.71
	原　矿	100.00	36.44	100.00
长　石	精　矿	12.74	55.14	19.68
	中　矿	40.82	28.05	32.07
	尾　矿	46.44	37.09	48.25
	原　矿	100.00	35.70	100.00

从表 3可知,原矿掺入灰石和长石进行摇床试验,铁精矿品位分别为 56.70%和 55.14%,但产率和回收率极低,只有 11.14%,12.74%和 17.33%,19.68%,而尾矿的产率和回收率较高。其原因是原矿中嵌布粒度细的铁矿物和脉石矿物共生关系复杂,掺入灰石和长石后仍然无法回收,同脉石矿物一起损失在尾矿中。

为进一步提高精矿品位,将掺入长石矿物的摇床精矿再进行一次摇床分选。摇床条件:冲洗水 288 kg/h,其它条件不变。试验结果见表 4。

表 4　掺入长石摇床精选试验结果　%

产物名称	产　率	品　位	回收率
精　矿	35.56	60.37	38.92
中　矿	63.81	52.46	60.67
尾　矿	0.63	32.46	0.41
给　矿	100.00	55.14	100.00

从表 4可看出,经过两次摇床分选后,精矿的品

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net

位达 60.37%,作业回收率和产率分别为 38.92%,35.56%,对原矿仅有 7.66%和 4.53%,选矿效果不理想。显然对于该矿采用掺入灰石和长石配矿工艺是行不通的。

3.2 掺入镜铁矿试验

镜铁矿矿石矿物组成较单一,矿石磨至 -0.074 mm时,90%左右单体解离。目的矿物为镜铁矿(赤铁矿中结晶程度高的变种),一般粒度在 0.074～0.135 mm之间,属易选矿石。

3.2.1 摇床试验

将原矿与镜铁矿以 5∶2的比例混合进行配矿,镜铁矿原矿品位 44.60%,配矿后理论品位为 42.60%。磨矿 8 min,磨矿细度 -0.097 mm(160目)占 83.67%。将 -0.15 mm产物进行摇床试验,摇床条件同 3.1。试验结果见表 5。

表 5 掺入镜铁矿摇床试验结果 %

产物名称	产 率	品 位	回收率
精 矿	22.47	61.79	32.68
中 矿	44.67	34.47	36.24
尾 矿	32.86	40.19	31.08
原 矿	100.00	42.49	100.00

从表 5可知,在原矿中掺入镜铁矿进行摇床试验,可获得铁精矿品位 61.79%,回收率 32.68%的良好技术指标。

3.2.2 条件试验

(1)不同配矿比试验。将原矿与镜铁矿进行配矿,配比分别为 3∶1,4∶1,5∶1,6∶1,磨矿浓度 60%,磨矿 7 min,磨矿细度为 -0.097 mm占 85.41%,将 -0.15 mm产物进行摇床试验,摇床条件同 3.2.1,在此条件下床面精矿产物分带变宽。试验结果见表 6。

从表 6可知,镜铁矿的配比越高,获得的精矿品位和回收率也越高。配比为 3∶1时,品位和回收率达到了 59.86%和 32.73%。

(2)不同磨矿细度试验。按原矿与镜铁矿的配比 4∶1进行不同磨矿细度试验,磨矿浓度 60%。不同磨矿时间的磨矿细度结果见表 7。

从表 7可见,随着磨矿时间增加,磨矿细度也随之增加。但 7 min之后增加缓慢,且磨矿时间越长矿石容易产生过粉碎,影响选矿指标。

将磨矿产物中 -0.15 mm进行摇床试验,试验结果见表 8。

从表 8可知,随着磨矿细度的增加,精矿的品位逐渐变高,但回收率逐渐降低。综合考虑,选择磨矿细度为 -0.097 mm 85.41%,精矿品位和回收率达到 57.58%和 34.26%。

表 6 不同配矿比例摇床试验结果 %

配 比	产物名称	产 率	品 位	回收率
3∶1	精 矿	23.18	59.86	32.73
	中 矿	43.96	33.63	34.88
	尾 矿	32.86	41.79	32.39
	原 矿	100.00	42.39	100.00
4∶1	精 矿	22.44	58.34	30.99
	中 矿	42.29	34.57	34.61
	尾 矿	35.27	41.19	34.40
	原 矿	100.00	42.24	100.00
5∶1	精 矿	20.53	57.13	27.83
	中 矿	41.62	35.01	34.58
	尾 矿	37.85	41.85	37.59
	原 矿	100.00	42.14	100.00
6∶1	精 矿	19.74	57.15	26.82
	中 矿	42.62	35.61	36.07
	尾 矿	37.64	41.48	37.11
	原 矿	100.00	42.07	100.00

表 7 磨矿时间与磨矿细度关系

磨矿时间/min	-160目通过率/%
5	74.15
6	79.54
7	85.41
8	89.41
9	92.64

表 8 不同磨矿细度摇床试验结果 %

磨矿细度(-160目)	产物名称	产 率	品 位	回收率
74.15	精 矿	29.72	55.56	39.09
	中 矿	40.95	33.46	32.44
	尾 矿	29.33	41.00	28.47
	原 矿	100.00	42.24	100.00
79.54	精 矿	27.09	57.08	36.61
	中 矿	41.69	33.41	32.97
	尾 矿	32.22	41.07	31.33
	原 矿	100.00	42.24	100.00
85.41	精 矿	25.13	57.58	34.26
	中 矿	41.97	33.64	33.45
	尾 矿	32.90	41.72	32.49
	原 矿	100.00	42.24	100.00
89.41	精 矿	23.06	57.97	31.65
	中 矿	42.20	33.90	33.87
	尾 矿	34.74	41.93	34.48
	原 矿	100.00	42.24	100.00
92.64	精 矿	18.68	59.46	26.30
	中 矿	44.11	36.00	37.59
	尾 矿	37.21	40.99	36.11
	原 矿	100.00	42.24	100.00

从上述试验可知,原矿与镜铁矿的配比为 5∶2

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net

时,所得的铁精矿品位较高,且回收率也较大。原因是镜铁矿硬度大,可以更好地起到擦洗作用,使矿石单体解离度和回收率提高,因此选择原矿与镜铁矿的配比为 5∶2进行流程试验。

3.2.3　流程试验

将配好的矿石磨至 -0.097 mm占 85.41%,首先进行摇床粗选条件试验,条件同 3.2.1,对摇床最佳条件所得粗精矿进行精选,精选尾矿返回粗选。试验流程见图 3,试验结果见表 9。

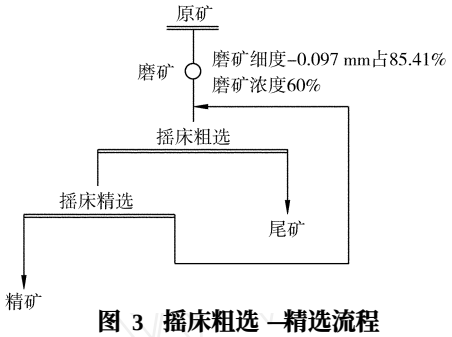


图 3　摇床粗选 -精选流程

表 9　摇床粗选 -精选试验结果　　%

产物名称	产　率	品　位	回收率
精　矿	36.93	60.15	52.28
尾　矿	63.07	32.15	47.72
原　矿	100.00	42.49	100.00

从表 9结果可知,混合矿经过摇床粗选,粗选精矿再经摇床精选一次,铁精矿品位 60.15%,回收率 52.28%,回收率较其他方案有较大幅度的提高。

4　结　论

通过对山西某赤、褐铁矿进行矿物工艺学研究及配矿试验结果表明,该矿石嵌布粒度很细,呈胶结物状与粘土矿物胶结在一起,磨至 -45 μm,矿石仍不能单体解离完全,属极难选矿石。采用单一磁选和浮选等工艺流程都无法达到理想的指标。采用硅酸盐灰石和长石矿石对该赤、褐铁矿进行配矿强化选择性磨矿与擦洗作用,选矿指标仍不理想,精矿品位和回收率较低,同时也降低原矿的入选铁品位。

采用镜铁矿配矿,有利于强化磨矿与擦洗,具有明显的作用,可获得有意义的选矿指标。镜铁矿与赤、褐铁矿比例为 2∶5时,磨矿细度 -0.097 mm占 85.41%,摇床一次粗选、一次精选,能达到铁精矿品位 60.15%,回收率 52.28%的较好指标,为该铁矿资源的开发提供了技术依据,并对其它类似铁矿的开发利用具有借鉴和参考价值。

参　考　文　献

[1] 张桂兰,李桂芹. 难选低品位褐铁矿石的选矿试验[J]. 河北理工学院学报, 1995(5): 7-9.
[2] 周建军,朱庆山,王化军,等. 某鲕状赤、褐铁矿流化床磁化焙烧 -磁选工艺[J]. 过程工程学报, 2009,4(2): 7-9.
[3] 邓　强,陈文祥,余红林,等. 贵州某难选褐铁矿选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2009(2): 67-70.
[4] 张汉泉,任亚峰,管俊芳. 难选赤、褐铁矿焙烧 -磁选试验研究[J]. 中国矿业, 2006(5): 44-47.
[5] 卢东方,张　英,周瑜林,等. 某褐铁矿选矿工艺试验研究[J]. 金属矿山, 2008(7): 43-45.
[6] 陈　雯. 絮凝 -强磁选回收易泥化褐铁矿的试验研究[J]. 金属矿山, 2003(6): 32-33.

(收稿日期　2010-01-07)

(上接第 42页)

(3)在低矿浆浓度条件下,细菌具有较强的脱磷效果,而矿浆浓度超过 5%时,对细菌脱磷具有抑制作用。

参　考　文　献

[1] 余永富. 我国铁矿山发展动向、选矿技术发展现状及存在的问题[J]. 矿冶工程, 2006(1): 21-25.
[2] 姜　涛,金勇士,等. 氧化亚铁硫杆菌浸出铁矿石脱磷技术[J]. 中国有色金属学报, 2007(10): 1718-1722.
[3] 魏以和,钟康年,王　军. 生物技术在矿物加工中的应用[J]. 国外金属矿选矿, 1996(1): 1-13.
[4] 何良菊,张维庆,魏德洲,等. 高磷贫碳酸锰矿石微生物的脱磷机理[J]. 中国锰业, 1999, 17(4): 29-32.
[5] 何良菊,周建民. 梅山高磷铁矿石矿石可选性研究[J]. 黄金学报, 2000, 2(1): 26-29.
[6] Bacelar-Nicolau P, Johnson D B. Leaching of pyrite by acidophilic iron-oxidizing bacteria in pure and mixed cultures[J]. Appl Environ Microbiol, 1999, 65: 585-590.
[7] Kinnunen P H M, Robertson W J, Plumb J J, et al. The isolation and use of iron-oxidizing moderately thermophilic acidophiles from the Collie coal mine for the generation of ferric iron leaching solution[J]. Appl Microbial Biotechnol, 2003, 60: 748-753.
[8] 徐文静. 氧化亚铁硫杆菌和氧化硫硫杆菌的混合培养及其浸铜机制的研究[D]. 兰州:兰州大学, 2006.
[9] 王世梅,周立祥. 提高氧化亚铁硫杆菌和氧化硫硫杆菌平板检出率的方法:双层平板法[J]. 环境科学学报, 2005, 25(10): 1418-1420.
[11] 刘艳菊. 溶磷细菌优良菌种的选育研究[D]. 武汉:武汉理工大学, 2008.
[12] 余盛颖. 高磷赤铁矿酸浸降磷及浸出液综合利用的研究[D]. 武汉:武汉理工大学, 2007.

(收稿日期　2010-01-05)

© 1994-2010 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved.　http://www.cnki.net