

某微细粒赤褐铁矿选矿试验研究^{*}

李俊宁^{1,2,3}, 袁启东^{1,2,3}, 陈洲^{1,2,3}

(1. 中钢集团马鞍山矿山研究院有限公司, 马鞍山 243000; 2. 国家金属矿山固体废物处理与处置工程技术研究中心, 马鞍山 243000; 3. 金属矿产资源高效循环利用国家工程研究中心, 马鞍山 240000)

摘要:以某微细粒赤褐铁矿样品为研究对象, 针对赤褐铁矿嵌布粒度细、比表面大、磁选易团聚等特点, 进行了不同选别工艺流程对比, 最终采用粗细分选、强磁—螺旋溜槽与离心选矿机重选—中矿再磨再选工艺流程进行选别, 获得了铁品位 56.46%、硫含量 1.47%、铁回收率 77.24% 的铁精矿。选别过程中利用离心力与重力的相互作用机理, 将离心选矿机与强磁选机组合应用, 充分发挥各单机优势, 实现了微细粒赤褐铁矿有效分选, 为微细粒赤褐铁矿综合利用提供了新的技术途径。

关键词:微细粒; 赤褐铁矿; 粗细分选; 强磁选; 离心选矿机

中图分类号: TD951.1 文献标志码: B 文章编号: 1001-0076(2014)06-0019-06

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2014.06.005

Beneficiation Study of a Micro-fine Hem-limonite Ore

LI Junning^{1,2,3}, YUAN Qidong^{1,2,3}, CHEN Zhou^{1,2,3}

(1. Sinosteel Maanshan Institute of Mining Research Co. Ltd, Maanshan 243000, China; 2. National Metal Mine Solid Waste Treatment and Disposal Engineering Technology Research Center, Maanshan 243000, China; 3. National Engineering Research Center of High Efficiency Cyclic Utilization of Metal Mineral Resources, Maanshan 243000, China)

Abstract: Aiming at characteristics of fine dissemination, large specific surface, easy agglomerate for magnetic separation, etc. of a micro-fine hem-limonite ore, separation index comparison of various mineral procession operation is conducted. Iron concentrate assaying 56.46% iron, 1.47% sulfur, with iron recovery of 77.24% is obtained through different process for coarse and fine particles, high intensity magnetic separation (HIMS)—gravity separation using spiral chute & centrifugal concentrator—regrinding and reconcentration for middlings. Take centrifugal force and gravity interaction mechanism in sorting process, united centrifugal separator and magnetic separator, make full use of each machine, realizing efficient separation of microfine hem-limonite and providing new methods for comprehensive utilization of this kind of ore.

Key words: micro-fine; hem-limonite; different process for coarse and fine particles; high intensity magnetic separation; centrifugal separator

微细粒赤褐铁矿石具有磁性弱、嵌布粒度细、比表面大、磁选时易团聚等特点^[1-3], 回收工艺相对复

杂, 目前国内回收赤褐铁矿常用的选矿工艺包括细磨、强磁选、浮选和重选, 浮选方法是保证最终铁精

* 收稿日期: 2014-09-16; 修回日期: 2014-11-09

基金项目: “十二五”国家科技支撑计划项目(2012BAB22G01)

作者简介: 李俊宁(1963—), 女, 教授级高级工程师。

矿品位的有效方法之一^[4-6]。但目前国内浮选捕收剂主要针对以石英为主的脉石矿物,一般采用反浮选工艺进行分选,处理以方解石为主的碳酸盐类脉石矿物时,浮选效果不尽如意,特别是微细粒赤褐铁矿,受矿泥、矿物表面疏水性和浮选药剂等多种作用影响,分选效果较差,造成微细粒嵌布的赤褐铁矿资源未能充分利用^[7-9]。

本次试验对象为铁品位 37.25% 的微细粒赤褐铁矿,有用矿物嵌布粒度较细,赤铁矿矿物中 -0.02 mm 粒级占 67.96%,褐铁矿矿物中 -0.02 mm 粒级占 36.04%,分选难度较大。根据矿石特点,本试验将强磁选机与离心选矿机进行组合,以充分发挥各单机优势,利用矿物间的磁性、离心力、粒度和密度的差异,从而实现微细粒赤褐铁矿的分选。

1 矿石性质

矿石中主要含铁矿物为赤铁矿和褐铁矿,其次为磁铁矿;脉石矿物主要为方解石、透闪石、云母、石英及少量硅酸盐类矿物,原矿化学多元素分析结果见表 1,原矿中铁的物相分析结果见表 2,原矿矿物组成分析见表 3。

表 1 矿石化学多元素分析结果					/%
元素	TFe	S	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃
含量	37.25	0.85	0.095	15.76	3.14
元素	K ₂ O	Na ₂ O	MgO	CaO	烧损
含量	1.17	0.052	1.33	9.45	9.49

表 2 矿石铁物相分析结果							/%
铁相	磁铁矿	赤、褐铁矿	黄铁矿	碳酸铁	硅酸铁	合计	
含量	3.13	31.69	1.15	0.94	0.34	37.25	
分布率	8.40	85.07	3.09	2.52	0.92	100.00	

表 3 矿石矿物组成分析								/%
矿物	赤铁矿	褐铁矿	磁铁矿	黄铁矿 磁黄铁矿	黄铜矿 蓝辉铜矿	菱铁矿	石英	
含量	35.72	11.71	4.38	2.49	微	微	6.94	
矿物	方解石	透闪石	云母	绿泥石	磷灰石	高岭石	合计	
含量	19.26	8.10	7.31	2.37	0.46	1.26	100.00	

由表 1~表 3 可知,矿石中唯一可利用的有价元素为铁,其含量为 37.25%,铁主要以赤褐铁矿的形式存在,还有少量的磁性铁,其他形式的铁无法回收或回收价值不大。有害元素 S 含量较高,为 0.85%,对铁精矿质量有一定的影响。

矿石构造有条带状构造、斑状构造和浸染状构造等;矿石结构有粒状结构、斑状~似斑状结构、脉状结构、包含结构等。受矿石结构构造特点的影响,使得有用铁矿物(赤褐铁矿和磁铁矿)嵌布粒度比脉石矿物更细,赤铁矿和褐铁矿中 -0.01 mm 粒级含量分别为 44.75% 和 18.35%,而主要脉石矿物碳酸盐、石英和透闪石粒度中 -0.01 mm 粒级含量分别为 5.55%、3.99% 和 9.35%。铁矿物与方解石、透闪石等碳酸盐类矿物相互包裹,成微细粒浸染在脉石矿物中,难以解离。主要矿物的粒度组成见表 4。

表 4 主要金属矿物及脉石矿物粒度分布					/%
粒级/mm	赤铁矿(磁铁矿)	褐铁矿	碳酸盐	石英	
-0.01	44.75	18.35	5.55	3.99	
+0.01-0.02	23.21	17.69	14.19	13.27	
+0.02-0.03	14.38	7.03	9.33	8.25	
+0.03-0.04	4.25	7.12	9.56	7.99	
+0.04-0.05	1.95	8.55	9.01	5.12	
+0.05-0.06	3.45	3.52	10.98	9.07	
+0.06-0.07	1.36	8.15	2.45	8.20	
+0.07-0.08	2.21	9.27	5.68	3.42	
+0.08	4.44	20.32	33.25	40.69	
合计	100.00	100.00	100.00	100.00	

2 试验方案

原矿中赤铁矿和褐铁矿嵌布粒度微细,分布不均,铁矿物与脉石矿物互相浸染、共生关系紧密。如采用全粒级入选,则微细粒级铁矿物易流入尾矿,影响铁精矿回收率,但可通过调整设备工艺参数来强化细粒级铁矿物回收。因此针对矿石特点,本试验拟定的回收工艺为:粗细分选,粗粒级采用螺旋溜槽重选抛尾,细粒级采用强磁选—离心选矿机重选组合工艺、单一强磁工艺、单一离心选矿机工艺和强磁—反浮选组合工艺等不同工艺进行对比,中矿采用再磨再选工艺进行回收。为了研究粗细分选与全粒级入选选别指标的差异和影响程度,对全粒级入选进行了流程试验。

3 试验研究

3.1 粗细分选试验样品的制备

原矿粒度分析结果见表 5。由表 5 可知,原矿

粗细分布不均,其中-0.01 mm 粒级占 15.33%,-0.076 mm 粒级占 55.89%,铁品位较高的粒级集中在 0.50~0.03 mm,因此通过调整旋流器的压力、沉砂口直径、给矿浓度等参数对原矿进行高效分级,经试验比较确定,选取旋流器沉砂口直径 2 mm,给矿压力 96 kPa,给矿浓度 7.50%,试验结果见表 6,可获铁品位 40.34%、-0.076 mm 含量 34.80%的旋流器沉砂和铁品位 32.90%、-0.076 mm 含量 85.60%的溢流。

表 5 原矿粒级分析结果 /%						
粒级/mm	产率		铁品位		铁分布率	
	作业	累计	作业	累计	作业	累计
+0.50	8.49	100.00	25.13	37.27	5.73	100.00
-0.50+0.10	22.33	91.51	44.98	38.39	26.95	94.27
-0.10+0.076	13.29	69.18	38.65	36.27	13.78	67.32
-0.076+0.030	26.10	55.89	38.33	35.70	26.84	53.54
-0.030+0.019	9.89	29.79	36.25	33.40	9.62	26.70
-0.019+0.010	4.57	19.90	27.65	31.96	3.39	17.08
-0.010	15.33	15.33	33.27	33.27	13.69	13.69
合计	100.00		37.27		100.00	

表 6 旋流器分级试验结果 /%						
产品	产率	铁品位	铁回收率	浓度	-0.076mm 含量	分级效率
沉砂	58.45	40.34	63.30	72.15	34.8	
溢流	41.55	32.90	36.70	3.14	85.6	50.04
给矿	100.00	37.25	100.00	7.50	55.9	

注:分级效率计算公式: $\eta = \frac{(\alpha - \theta)(\beta - \alpha)}{\alpha(\beta - \theta)(1 - \alpha)} \times 10^4$
(式中: η -分级效率(%); α 、 β 、 θ -给矿、溢流和沉砂中-0.076 mm 粒级含量)

3.2 旋流器沉砂的选别试验

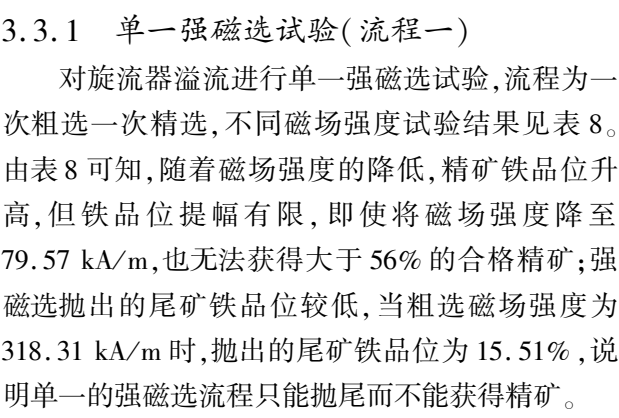
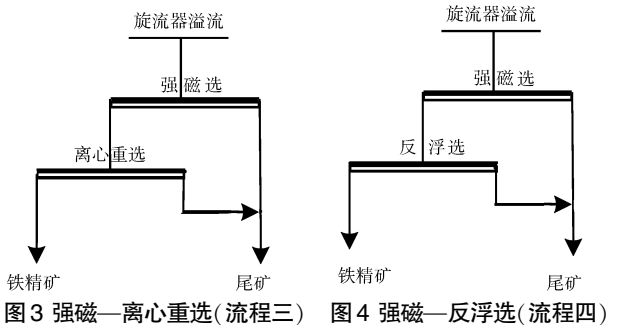
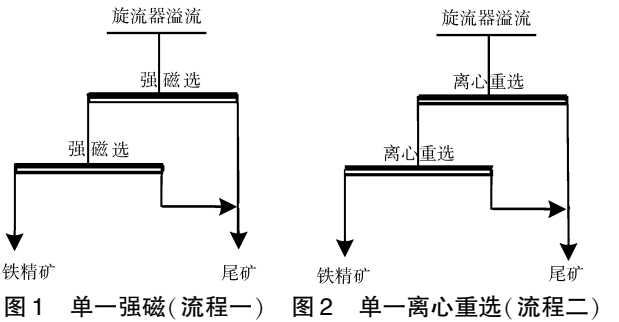
用螺旋溜槽对铁品位 40.34%、-0.076 mm 含量 34.80%的旋流器沉砂进行重选试验,试验流程为一次粗选一次精选,给矿浓度 20% 左右,试验结果见表 7。调节螺旋溜槽挡板后,可获铁品位 56.34%的综合铁精矿(精矿 1+精矿 2),中矿铁品位低于尾矿,说明旋流器分级过程中,部分高品位细粒铁矿物夹杂进入沉砂,因此螺旋溜槽只能获得合格的精矿产品而不能抛弃铁品位较低的尾矿。

3.3 旋流器溢流的选别试验

旋流器溢流粒度较细,铁品位较低,为减少铁矿物的损失,需选别效率高的设备与合适工艺进行回

收,因此对旋流器溢流采用单一强磁(流程一)、单一离心重选(流程二)、强磁—离心重选(流程三)和强磁—反浮选(流程四)等工艺进行对比,试验流程见图 1~4。

表 7 旋流器沉砂螺旋溜槽重选试验结果 /%						
产品名称	产率		铁品位		铁分布率	
	作业	累计	作业	累计	作业	累计
精矿 1	14.88	14.88	64.12	64.12	23.68	23.68
精矿 2	28.75	43.63	52.33	56.34	37.35	61.03
精矿 3	33.45	77.08	31.26	45.46	25.96	86.99
中矿	12.09	89.17	20.35	42.05	6.11	93.10
尾矿	10.83	100.00	25.69	40.28	6.90	100.00
给矿	100.00		40.28		100.00	



3.3.1 单一强磁选试验(流程一)

对旋流器溢流进行单一强磁选试验,流程为一次粗选一次精选,不同磁场强度试验结果见表 8。由表 8 可知,随着磁场强度的降低,精矿铁品位升高,但铁品位提幅有限,即使将磁场强度降至 79.57 kA/m,也无法获得大于 56% 的合格精矿;强磁选抛出的尾矿铁品位较低,当粗选磁场强度为 318.31 kA/m 时,抛出的尾矿铁品位为 15.51%,说明单一的强磁选流程只能抛尾而不能获得精矿。

表 8 不同磁场强度试验结果				/%
磁场强度 /(kA·m ⁻¹)	产品	产率	铁品位	铁回收率
粗选:795.77 精选:636.62	精矿	68.55	41.56	86.64
	中矿	10.82	16.40	5.40
	尾矿	20.63	12.70	7.96
	给矿	100.00	32.88	100.00
粗选:636.62 精选:477.46	精矿	67.99	41.97	86.19
	中矿	10.29	16.70	5.19
	尾矿	21.72	13.14	8.62
	给矿	100.00	33.11	100.00
粗选:477.46 精选:318.31	精矿	63.57	43.12	83.26
	中矿	12.78	17.41	6.76
	尾矿	23.65	13.89	9.98
	给矿	100.00	32.92	100.00
粗选:318.31 精选:159.15	精矿	51.23	46.85	72.97
	中矿	15.65	23.98	11.41
	尾矿	33.12	15.51	15.62
	给矿	100.00	32.89	100.00
粗选:159.15 精选:79.57	精矿	40.36	50.08	60.95
	中矿	17.39	34.79	18.24
	尾矿	42.25	16.33	20.81
	给矿	100.00	33.16	100.00

3.3.2 单一离心重选试验(流程二)

对旋流器溢流进行单一离心重选试验,离心机直径为Φ400 mm,主要影响因素为漂洗水、给矿浓度和离心机转速。经对各参数进行比较后确定最佳工艺参数,试验结果见表 9。一次粗选可获铁品位 56.14% 的铁精矿,增加一次扫选尾矿铁品位可从 26.65% 降到 23.87%,说明离心重选对微细粒铁矿物具有较好的分选效果,但抛出的尾矿铁品位较高,增加扫选作业后可降低尾矿铁品位。

表 9 离心重选试验结果							/%
工艺参数	产品	产率		铁品位		铁回收率	
		作业	累积	作业	累积	作业	累积
粗选:给矿浓度 10%,筒体 转速 400 转/分,漂洗水量 0.259 m ³ /h;扫选:给矿浓 度 10%,筒体转速 300 转/ 分,漂洗水量 0.315 m ³ /h	精矿	21.35	100.00	56.14	32.95	36.38	100.00
	扫选精矿	7.10	78.65	54.68	26.65	11.78	63.62
	尾矿	71.55	71.55	23.87	23.87	51.84	51.84
	给矿	100.00		32.95		100.00	

3.3.3 强磁—离心重选试验(流程三)

由以上试验可知,采用单一设备由于其局限性

选别效果并不理想,采用强磁选工艺精矿回收率高但品位低,采用离心重选工艺精矿铁品位高但回收率低,为了发挥各设备的优势,将强磁与离心重选进行组合,对旋流器溢流采用强磁粗选—离心精选的工艺流程,试验结果见表 10,可获铁品位 56.38%、回收率 55.52% 的铁精矿,实现了强磁选抛尾、离心精选的试验目的。

表 10 强磁—离心重选试验结果				/%
工艺参数	产品	产率	铁品位	铁回收率
磁选作业:磁场强度:318.31 kA/m;离心作业:给矿浓度 10%,筒体转速 400 转/分,漂 洗水量 0.279 m ³ /h	精矿	32.40	56.38	55.52
	中矿	34.48	27.55	28.87
	尾矿	33.12	15.51	15.61
	给矿	100.00	32.90	100.00

3.3.4 强磁—反浮选试验(流程四)

考虑到离心重选产生的尾矿铁品位高,因此进行了强磁—反浮选试验(流程四),以确定旋流器溢流采用反浮选工艺的可行性,试验结果见表 11。试验结果表明,所获精矿铁品位较低,反浮选分选效果不明显。

表 11 强磁—反浮选试验结果				/%
工艺参数	产品	产率	铁品位	铁回收率
磁选作业:磁场强度:318.31 kA/m;反浮选:一粗二精选流 程,粗选:氢氧化钠 1000 g/t, 淀粉 1000 g/t,石灰 200 g/t,阴 离子捕收剂 MD 250 g/t,一精: 阴离子捕收剂 MD 75 g/t,二 精:阴离子捕收剂 MD 75 g/t	精矿	31.45	51.32	49.07
	中矿	35.43	32.78	35.31
	尾矿	33.12	15.51	15.62
	给矿	100.00	32.89	100.00

3.4 中矿再磨再选试验

原矿经旋流器分级、螺旋溜槽、强磁和离心选矿机选别后,产生的综合中矿(图 5)铁品位为 27.83%,为了提高铁精矿回收率,对中矿进行磨矿、强磁选—离心机重选试验。中矿不同磨矿细度的试验流程见图 6,强磁磁场强度为 477.46 kA/m,离心选矿机的给矿浓度为 10% 左右,试验结果见表 12。当中矿磨至 -0.045 mm 含量 85% 时,可获铁品位 57.31% 的铁精矿。

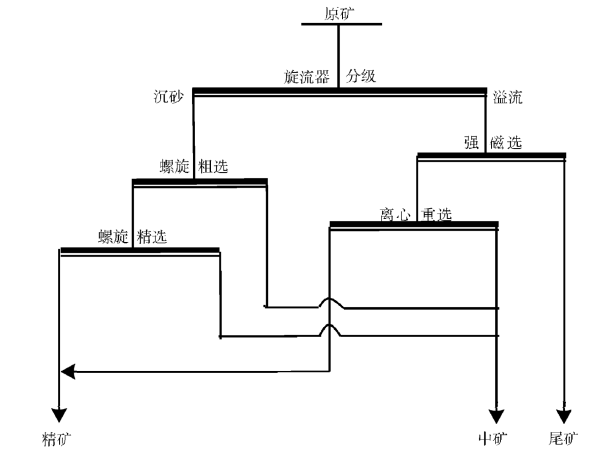


图 5 旋流器分级、螺旋溜槽、强磁、离心选矿机重选流程

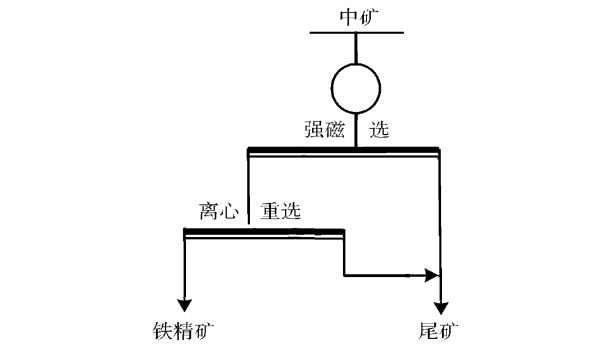


图 6 中矿不同磨矿细度试验流程

表 12 中矿不同磨矿细度试验结果 /%				
磨矿细度	产品	产率	铁品位	铁回收率
-0.076mm 含量 85%	精矿	30.18	51.71	56.24
	离心尾矿	24.30	29.45	25.80
	强磁尾矿	45.52	10.95	17.96
	给矿	100.00	27.75	100.00
-0.076mm 含量 95%	精矿	26.83	54.12	52.52
	离心尾矿	23.75	29.58	25.41
	强磁尾矿	49.42	12.35	22.07
	给矿	100.00	27.65	100.00
-0.045mm 含量 85%	精矿	25.39	57.31	51.84
	离心尾矿	22.74	30.40	24.63
	强磁尾矿	51.87	12.73	23.53
	给矿	100.00	28.07	100.00
-0.045mm 含量 90%	精矿	24.65	57.87	51.03
	离心尾矿	20.60	31.23	23.02
	强磁尾矿	54.75	13.25	25.95
	给矿	100.00	27.95	100.00

3.5 粗细分选全流程试验

根据上述试验确定了最佳工艺流程,原矿粗细

分选全流程试验结果见图 7。对精矿产品进行杂质硫分析,结果见表 13。试验结果表明,由于原矿中杂质硫含量较高,硫矿物密度与铁矿物接近,且硫与铁矿物紧密共生,采用强磁与重选方法分选时,少量的硫矿物进入精矿中,造成所获精矿硫含量较高,对铁精矿产品质量有一定的影响。

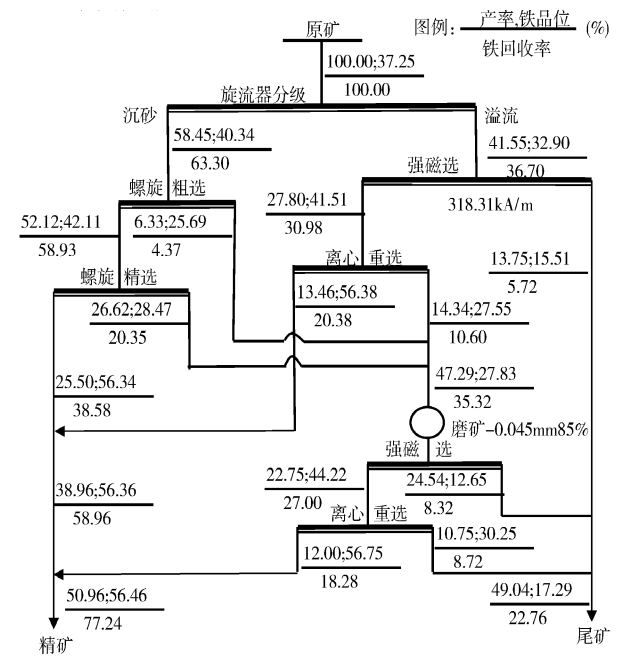


图 7 粗细分级、中矿再磨再选数质量全流程

表 13 各作业铁精矿中硫含量分析结果 /%				
产品	螺旋溜槽精矿	一段离心精矿	再磨离心精矿	总精矿
S 含量	2.41	0.55	0.49	1.47

该流程的优点在于:(1)用旋流器分级后,粗粒级中 -0.010 mm 粒级含量明显减少,入选粒级范围变窄,窄粒级入选更适合采用螺旋溜槽这样的重选设备进行选别,同时脱出了 -0.010 mm 粒级矿泥,没有矿泥的影响,螺旋溜槽分选带清晰,分选过程稳定,可以保证最终所获的铁精矿产品质量。(2)分级后细粒级中矿泥含量较高,通过调整磁选介质和优化磁场强度等工艺参数,脱去细粒级中矿泥并尽量减少铁矿物的损失;将铁品位富集到一定程度后,利用离心机对微细粒级铁矿物的高效分选特性,实现降低细粒级回收下限、提高铁精矿回收率的目的。(3)选别工艺流程适应性强,能根据矿石性质变化来调整旋流器的工艺参数,保证螺旋溜槽入选矿石粒度组成稳定;当螺旋溜槽不能抛废或细粒分选获不到合格精矿时,对这部分产品进行再磨再选,保证

了最终铁精矿品位。缺点在于:(1)对含硫高的铁矿物而言,伴生杂质硫矿物的密度大,用螺旋溜槽与离心选矿机等重选设备进行预先提精过程中,硫矿物易进入精矿中,将影响铁精矿产品质量。(2)粗细分选、重选工艺流程耗水量大,工艺参数多,需精细化操作管理才能获得较好的选别指标。

3.6 全粒级入选流程试验

为了与粗细分选的试验结果进行对比,进行了全粒级入选的流程试验,试验流程为原矿—磨矿—强磁—离心重选,试验结果见表 14。随着磨矿细度的增加,铁精矿品位升高,铁回收率下降,当磨矿细度为 -0.076 mm 85% 时,可获铁品位 57.35%、铁回收率 62.16% 的精矿,与粗细分选工艺相比,在磨矿细度略粗的条件下,所获铁精矿品位高 0.89 个百分点,铁回收率低 15.08 个百分点,说明粗细分选有利于提高铁精矿回收率。

表 14 磨矿—强磁—离心重选试验结果 /%

磨矿细度	产品	产率	铁品位	铁回收率
-0.076mm 含量 54%	精矿	38.25	54.45	55.17
	离心尾矿	36.78	36.68	35.74
	强磁尾矿	24.97	13.75	9.09
	给矿	100.00	37.75	100.00
-0.076mm 含量 85%	精矿	41.35	57.35	62.16
	离心尾矿	26.48	36.40	25.27
	强磁尾矿	32.17	14.91	12.57
	给矿	100.00	38.15	100.00
-0.076mm 含量 95%	精矿	38.79	58.96	60.30
	离心尾矿	22.67	37.86	22.63
	强磁尾矿	38.54	16.80	17.07
	给矿	100.00	37.93	100.00
-0.045mm 含量 85%	精矿	37.90	60.12	60.24
	离心尾矿	21.43	38.03	21.55
	强磁尾矿	40.67	16.94	18.21
	给矿	100.00	37.82	100.00
-0.045mm 含量 90%	精矿	37.23	61.07	59.71
	离心尾矿	20.11	37.41	19.76
	强磁尾矿	42.66	18.33	20.53
	给矿	100.00	38.08	100.00

4 结论

(1)嵌布粒度微细的赤褐铁矿,适宜于采用粗细分选工艺进行选别,该工艺适应性强,铁回收率高,中矿再磨量减少 50% 以上,节能减排效果明显。

(2)离心选矿机利用离心力与重力原理进行分选,微细粒赤褐铁矿在这两种不同力的作用下具有良好的分选效果,因此将强磁与离心重选组合应用,充分发挥各单机优势,为微细粒赤褐铁矿综合利用提供了新的技术途径。

(3)离心选矿机作为一种重选设备,抛出的尾矿铁品位较高,建议离心选矿机所选出的尾矿返回流程再进行分选。

(4)对有害杂质硫含量较高的铁矿物,由于硫矿物密度大,用螺旋溜槽、离心选矿机等重选设备选别时,需关注铁精矿中有害杂质硫的走向和对铁精矿质量影响程度。

参考文献:

[1] 袁启东,郭风芳,杨任新,等.海南矿业深部赤铁矿石预选工艺研究[J].现代矿业,2013(3):22-25.

[2] 向健雄,赵希兵,孙敬锋,等.某复杂难选赤铁矿的选矿试验研究[J].矿产保护与利用,2011(8):32-34.

[3] 王运敏,田嘉印,王化军,等.中国黑色金属矿选矿实践[M].北京:科学出版社,2008.

[4] 徐国栋,陈禄政,黄建雄,等.某磁赤褐铁矿选矿试验研究[J].矿冶,2013(3):19-21.

[5] 袁启东,翁金红.云南东川包子铺高磷赤褐铁矿石选矿工艺研究[J].金属矿山,2007(4):30-33.

[6] 乔吉波,王少东.彝良难选鲕状赤褐铁矿提铁降磷工艺研究[J].矿产保护与利用,2012(4):37-41.

[7] 李俊宁,肖春莲,王炬,等.某铁硫铜复杂多金属矿选矿工艺研究[J].金属矿山,2008(12):58-63.

[8] 徐国栋,陈禄政,黄建雄,等.某磁赤褐铁矿选矿试验研究[J].矿冶,2013(3):19-21.

[9] 常前发,王运敏.冶金矿山节能减排的技术现状与对策措施[J].矿产保护与利用,2013(5):13-18.