

悬振选矿机在弓长岭选矿厂铁尾矿再选中的应用

李小娜

(昆明德商矿业技术有限公司, 云南 昆明 650211)

摘要:弓长岭选矿厂铁浮选尾矿,品位高,粒度细,-0.074 mm 含量约 65%,铁矿物在细粒级-0.019 mm 富集明显。根据弓长岭选矿厂铁浮选尾矿的矿石性质,利用微细粒级重选设备-悬振选矿机对该尾矿进行再选试验研究,通过分级分选,细粒级部分一次悬振选别可获得品位 64.35%,回收率 30.93% 的铁精矿,粗粒级通过磨矿后(磨矿细度-0.074 mm 85%)再悬振分选,获得的精矿铁品位为 59.93%,回收率 9.80%,综合铁精矿品位 63.22%,回收率 40.73%,综合尾矿铁品位降至 12.58%,有效的回收了该尾矿中的铁,为弓长岭选矿厂的铁浮选尾矿回收与再利用提供可选方案,其社会及经济效益显著。

关键词:悬振选矿机;尾矿;分选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2016.03.019

中图分类号:TD951 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2016)03-0080-03

辽宁弓长岭选矿厂生产规模 500 万 t/a,所处理的铁矿属不均匀嵌布的贫磁赤铁矿,目前的生产流程为,分级后粗颗粒进溜槽-磁选,细粒级部分为磁选-浮选。流程中磁选作业产生的尾矿铁品位均能控制在 9% 以下,而浮选作业由于粒度分布不均匀、矿石过磨等导致尾矿铁品位较高,大于 15%,且不稳定,造成了资源的严重流失^[1]。随着矿产资源的不断开发和利用,矿石日趋匮乏,尾矿作为二次资源进行再利用成为必要环节^[2]。而悬振选矿机^[3],由昆明理工大学杨波教授领衔的科研团队,经过 10 多年联合攻关和自主创新,依据拜格诺剪切松散理论和流膜选矿原理发明而成,它作为一种新型微细粒级重选设备,在尾矿的回收与再利用方面体现出

不可比拟的优越性,有“尾矿回收专家”之称号。故本文采用悬振选矿机来对弓长岭选矿厂的浮选尾矿进行尾矿再选试验研究。

1 试样性质

1.1 试样化学成分分析

试验物料化学成分分析结果见表 1。

表 1 物料化学成分分析结果/%

Table 1 Material chemical composition analysis results

TFe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	S
23.26	7.91	57.66	0.98	1.56	1.83	0.073	0.12

1.2 物料的矿物组成

试验物料的主要矿物组成见表 2。

表 2 物料的矿物组成

Table 2 Mineral composition of materials

矿物名称	磁赤铁矿	黄铁矿	石英	辉石	闪石	绿泥石	硅铁矿	其他	合计
含量/%	27.89	0.43	50.06	6.65	6.33	4.16	1.37	3.11	100.00

从表 2 可以看出,物料中的有用矿物为磁/赤铁矿,脉石矿物主要为石英。

1.3 物料粒度分析

对物料粒度组成进行分析,+0.015 mm 粒级采用实验室标准筛湿筛,-0.015 mm 粒级采用水析沉

收稿日期:2015-07-17

作者简介:李小娜(1986-),女,助理工程师。

降法,分析结果见表3。

表3 物料粒度分析结果

Table 3 Particle size analysis results

粒级/mm	产率/%		Fe品位/%		Fe分布率/%	
	个别	累计	个别	累计	个别	累计
+0.1	13.26	100.00	12.15	22.82	7.06	100.00
-0.1+0.074	21.77	86.74	14.93	24.45	14.25	92.94
-0.074+0.043	34.39	64.97	17.31	27.64	26.09	78.69
-0.043+0.038	6.03	30.58	28.11	39.25	7.43	52.60
-0.038+0.019	10.17	24.55	39.22	41.98	17.48	45.17
-0.019	14.38	14.38	43.94	43.94	27.69	27.69
合计	100.00	/	22.82	/	100.00	/

从表3粒度分析结果可以看出,物料粒度分布不均匀,物料中各粒级铁品位相差较大,随着粒度变细铁品位逐步升高,说明随着粒级的变细,粒级组成从铁的贫连生体为主逐步变成单体铁矿物或富连生体为主。

2 悬振选矿机试验研究

2.1 全量入选试验

初步拟定采用直接一次入选悬振的工艺流程进行探索试验,试验根据悬振参数不同分三组进行。试验流程见图1,试验结果见表4。

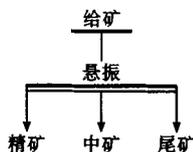


图1 全量入选试验流程

Fig. 1 The full amount on processing test process

表4 全量入选试验结果

Table 4 The full amount on processing test results

试验参数	产品名称	产率/%		Fe品位/%		Fe回收率/%	
		个别	累计	个别	累计	个别	累计
浓度22% 转动22.5 振动14.5	精矿	17.13	17.13	53.37	53.37	40.15	40.15
	中矿	32.64	49.77	19.64	31.25	28.15	68.30
	尾矿	50.23	100	14.37	22.77	31.70	100.00
浓度22% 转动21.5 振动14.5	给矿	100.00	/	22.77	/	100.00	/
	精矿	16.04	16.04	57.47	57.47	39.23	39.23
	中矿	37.43	53.47	19.9	31.17	31.70	70.93
浓度22% 转动20.5 振动15.5	尾矿	46.53	100	14.68	23.50	29.07	100.00
	给矿	100.00	/	23.50	/	100.00	/
	精矿	11.52	11.52	63.11	63.11	31.85	31.85
	中矿	13.24	24.76	31.52	46.22	18.28	50.13
	尾矿	75.24	100	15.13	22.83	49.87	100.00
	给矿	100.00	/	22.83	/	100.00	/

从表4可见,随着转动减小、振动增大,回收率降低、品位升高。虽然一次悬振品位可达到63.11%,但跑尾高,尾矿铁损失率大。全量入选试验说明通过合适的悬振参数,可以达到所需求的精矿品位,但为了追求更高的回收率,需要进行其他探索试验。

2.2 一粗一精试验

根据表4试验结果,在保持高品位铁的同时降低尾矿中铁的损失、提高铁矿回收率,本次试验采用粗精结合的悬振试验流程。试验过程中粗选通过调大转速以起到抛尾的作用;再利用精选来达到提纯目的。试验流程见图2,试验结果见表5。

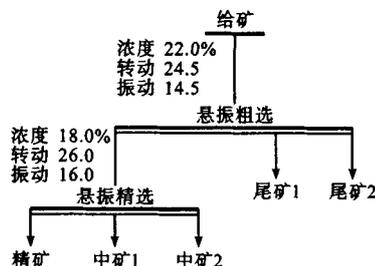


图2 一粗一精试验流程

Fig. 2 One roughing and one cleaning test process

表5 一粗一精试验结果

Table 5 One roughing and one cleaning test results

产品名称	产率/%		Fe品位/%		Fe分布率/%	
	个别	累计	个别	累计	个别	累计
精矿	13.86	13.86	60.31	60.31	36.13	36.13
中矿1	15.30	29.16	25.73	42.17	17.02	53.15
中矿2	12.27	41.43	20.55	35.76	10.90	64.05
尾矿1	39.56	80.98	14.21	25.24	24.30	88.35
尾矿2	19.02	100.00	14.17	23.13	11.65	100.00
给矿	100.00	/	23.13	/	100.00	/

从表5可得,尾矿1、2综合铁品位14.20%,铁损失率35.95%,粗选抛尾试验效果与全量入选相当。

2.3 分级分选试验

考虑悬振设备对入选粒级的特点,为了探索更高的铁矿回收率,故决定采用0.074 mm筛子预先分级,分级后细颗粒进入悬振选别,粗颗粒磨矿后再悬振选别。试验流程见图3,试验结果见表6。

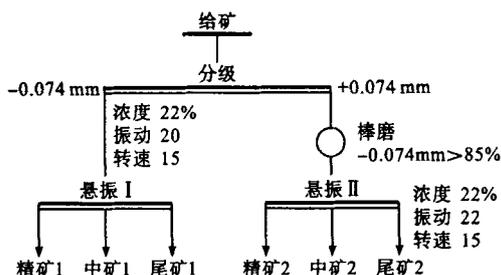


图 3 分级分选试验流程

Fig. 3 Grading separation test process

表 6 分级分选试验结果

Table 6 Grading separation test results

产品名称	Fe 品位 / %	产率 / %		Fe 回收率 / %	
		作业	对原矿	作业	对原矿
精矿 1	64.35	17.27	11.22	39.38	30.90
中矿 1	40.83	15.73	10.22	22.76	17.86
尾矿 1	15.95	67.00	43.53	37.87	29.72
精矿 2	59.93	10.93	3.83	45.64	9.82
中矿 2	17.89	14.82	5.19	18.46	3.97
尾矿 2	6.94	74.25	26.01	35.89	7.73
给矿	14.36	/	100.00	/	100.00
综合精矿	63.22	15.05		40.73	
综合尾矿	12.58	69.54		37.44	

从表 6 可得出,分级后, -0.074 mm 粒级进入悬振一选别,精矿铁品位一次可达 64.35%,作业回收率 39.38%; +0.074 mm 粗颗粒再磨再选作业的指标非常好,一次悬振选别精矿铁品位达到 59.93%,作业回收率 45.64%。两悬振综合铁精矿

品位达 63.22%,回收率 40.73%;综合尾矿含铁降至 12.58%,分级分选指标优异。

3 结 论

(1) 试验物料为弓长岭选矿厂铁浮选尾矿,品位高,粒度细, -0.074 mm 65%,铁矿物在细粒级 -0.019 mm 富集明显。

(2) 弓长岭选矿厂铁浮选尾矿利用悬振选矿机再选,在铁品位为 23.34% 的给矿条件下,经 0.074 mm 分级,细粒级部分一次悬振选别可获得品位 64.35%,回收率 30.93% 的铁精矿,粗粒级通过磨矿后(磨矿细度 -0.074 mm 85%)再悬振分选,获得的精矿铁品位为 59.93%,回收率 9.80%,综合精矿铁品位为 63.22%,回收率 40.73%,综合尾矿铁品位 12.58%。

(3) 悬振选矿机作为绿色、高效微细粒级尾矿回收设备,为弓长岭选矿厂的铁浮选尾矿回收与再利用提供可选矿方案,其社会及经济效益显著。

参考文献:

- [1] 王泽红,袁致涛,于福家,等. 弓长岭选矿厂一选尾矿中铁再回收工艺研究[J]. 金属矿山,2011,421(7):150-152.
- [2] 朱运凡,杨波,卢琳,等. 云南大红山铁尾矿再选新工艺研究[J]. 矿冶,2012(3):35-38.
- [3] 杨波,段希祥,罗雪梅,等. 悬振锥面选矿机[P]. 中国专利,CN101733189A,2010-06-16.

Application of Suspension Vibration Concentrator in the Iron Tailings of Gongchangling Dressing Plant

Li Xiaona

(Kunming Deshang Mining Technology Co., Ltd., Kunming, Yunnan, China)

Abstract: Iron flotation tailings of Gongchangling ore dressing plant has the characteristics of high grade, fine grain size, -0.074mm content of about 65% and iron minerals in the fine level -0.019mm enrichment. According to the properties of the ore in Gongchangling concentrator iron flotation tailings, experimental studied was carried on the tailings by using fine particle gravity equipment-suspension vibration separator. Through grading separation, a suspension vibration separation for the fine level can obtain the iron concentrate with the grade of 64.35% and recovery rate of 30.93%, through grinding (grinding fineness -0.074mm) and cantilever vibration separation for the coarse level, the iron concentrate with the grade of 59.93% and recovery rate of 9.80% can be obtained. The grade of comprehensive iron concentrate is 63.22% and the rate of recovery is 40.73%. The iron grade of composite tailings fell to 12.58%. It effectively recovers the iron in the tailings, and provides an optional scheme for Gongchangling iron flotation tailings recycling and reuse and it has significant social and economic benefit.

Keywords: Suspension vibration concentrator; Tailings; Separation