

优化非标准磨矿流程磨矿效果的应用研究

曾桂忠^{1,2}, 罗春梅¹, 段希祥¹

(1 昆明理工大学 国土资源工程学院, 云南 昆明 650093, 2 文山师范高等专科学校 生化系, 云南 文山 663000)

摘要: 通过对因民铜矿非标准两段磨矿流程的负荷平衡进行重新计算, 并且在实验室对新磨矿改造方案进行了试验, 确定了新的磨矿参数. 然后把实验室研究结论应用于生产实践中, 成功地磨矿流程进行了优化, 为其它的类似磨矿流程提供了改造优化范例.

关键词: 磨矿; 球磨机; 铜矿; 矿石粒度

中图分类号: TD921 **文献标识码:** A **文章编号:** 1007-855X(2008)03-0007-04

Application of Optimizing Non-Standard Grinding Flow Sheet

ZENG Guizhong^{1,2}, LUO Chunmei¹, DUAN Xixiang¹

(1. Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China

2. Department of Chemistry and Biology, Wenshan Teachers College, Wenshan, Yunnan 663000, China)

Abstract Load balancing of two staged non-standard grinding flow sheet in Yimin copper company is recalculated in this application research. The new parameters to accommodate new alteration scheme are tested. It is then put into productive practice and gains good results, which offers a good example to optimize other similar grinding flow sheets.

Key words grinding; ball-mill; copper ore; ore size

0 引言

影响磨矿段数的主要因素包括: 矿石的可磨性、矿物的嵌布特性, 磨矿机的给矿粒度和碎磨产品的粒度要求等. 实践证明: 采用一段或者两段磨矿流程, 可以经济地把矿石磨到选别所要求的粒度, 而不必采用更多的段数. 非标准磨矿流程通常是指两段磨矿的中磨机的负荷不均衡或者磨机的配置存在缺陷. 东川因民铜矿矿石中金属铜的嵌布粒度很小, 为了有效地回收铜, 通常需把矿石磨至 -0.074 mm 占 90%. 其磨矿流程为两段闭路磨矿, 一段磨为 2 台 $2.8\text{ m} \times 3.6\text{ m}$ 格子型球磨机, 使用螺旋分级机进行分级; 二段磨为 1 台 $2.8\text{ m} \times 3.6\text{ m}$ 格子型球磨机和水力旋流器形成闭路. 从流程设计来看, 该磨矿流程是非标准的: 一是一段磨容积大, 二段磨容积小, 一、二段容积比为 2:1; 二是二段磨采用格子型球磨, 对于二段要求磨到 -0.074 mm 90% 以上的细磨, 选用格子型球磨是不合适的, 因为格子型球磨排矿过快, 不适宜细磨, 应该采用溢流型球磨机.

目前生产中一段磨到 -0.074 mm 54.67%, 二段磨到 -0.074 mm 80.5%, 一段磨矿的利用系数 $q_1 = 1.02\text{ t}/(\text{m}^3 \cdot \text{h})$, 二段磨矿的利用系数 $q_2 = 1.237\text{ t}/(\text{m}^3 \cdot \text{h})$. 负荷分配不均衡, 一段磨矿效率低, 从而导致整个磨矿系统效率没有得到充分发挥作用, 整个磨矿系统的处理量为 90 t/h 左右. 经协商, 决定对该磨矿系统展开科研立项, 达成以下科研目标: ①增加磨矿处理量, 由目前的 90 t/h 左右提高到 102 t/h; ②提高磨矿细度, 由目前 -0.074 mm 占 80.5% 提高到 90%; ③磨矿电耗、介质消耗有所降低.

收稿日期: 2007-09-20

第一作者简介: 曾桂忠 (1975-), 男, 在读博士研究生, 讲师. 主要研究方向: 磨矿理论与工艺.

E-mail: zengguizhong@sina.com

1 磨矿参数设计计算

1.1 负荷均衡计算

因民铜矿磨矿系统中一、二段磨矿负荷严重不均衡,又不能改变现有设备型号及配置,为了保证磨矿产品细度达到 -0.074 mm 占 90% ,必须重新设计计算一、二段负荷的合理分配。

设一段磨的排矿粒度为 x (指 -0.074 mm 含量),根据磨矿机利用系数计算公式^[1] $q = \frac{Q(r_p - r_{\text{给}})}{V}$,式

中: q ——单位时间单位磨机容积磨出的 -0.074 mm 的矿料量, $\text{t}/(\text{m}^3 \cdot \text{h})$; Q ——单位时间内 1 台磨机所处理的矿料量, t/h r_p 和 $r_{\text{给}}$ ——分别为产物和给矿中 -0.074 mm 的百分率, %。设一段磨台时能力为 $51\text{ t}/\text{h}$ 已知一段 r_p 为 12% ,则一段磨按 -0.074 mm 计算的利用系数为 $q_1 = \frac{2 \times 51 \times (x - 0.12)}{38} \text{ t}/(\text{m}^3 \cdot \text{h})$,

二段磨按 -0.074 mm 计算的利用系数为 $q_2 = \frac{2 \times 51 \times (0.9 - x)}{19} \text{ t}/(\text{m}^3 \cdot \text{h})$ 。一般地说,矿石粒度变细以后,矿粒强度增强,变得难磨,所以二段磨利用系数应该比一段磨的要小一些,一般取 $q_2 = (0.8 \sim 0.85) \cdot q_1$ 。

当 $q_2 = 0.8q_1$ 时,将 q_1 及 q_2 值代入可求得 $x = 0.68$ 当 $q_2 = 0.85q_1$ 时,将 q_1 及 q_2 值代入可求得 $x = 0.67$ 由此可知,第一段磨到 -0.074 mm 达 $67\% \sim 68\%$ 交给二段磨,可以保证两段磨的负荷平衡,两段磨均可高效率地工作。

1.2 磨机生产率计算

磨机的负荷重新调整以后,必须对磨机的生产能力进行核算,以便验算系统能否达到生产要求。根据磨机生产率计算公式^[1]: $q = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot q_0$ 对因民铜矿的一段、二段磨矿的生产能力进行计算,分别如下:

一段: $q_0 = \frac{92 \times (0.35 - 0.08)}{22} = 1.130 \text{ t}/(\text{m}^3 \cdot \text{h})$, $k_1 = 1.37$ (通过测定可磨度求得), $k_2 = 1.0$ (均是格子

型), $k_3 = 0.936$ (由 $D = 2.8\text{ m}$ 求得), $k_4 = \frac{0.95}{0.88} = 1.08$ 。则 $q = 1.37 \times 1 \times 0.936 \times 1.08 \times 1.130 = 1.56 \text{ t}/$

$(\text{m}^3 \cdot \text{h})$ 。一段磨机生产能力为: $Q = \frac{qV}{\beta_2 - \beta_1} = \frac{1.56 \times 19}{0.68 - 0.12} = \frac{29.64}{0.56} = 52.93 \text{ t}/\text{h}$

二段: 一段 $q_1 = 1.56 \text{ t}/(\text{m}^3 \cdot \text{h})$, 二段取 q_1 的 80% : $q_2 = 1.25 \text{ t}/(\text{m}^3 \cdot \text{h})$, 给矿 -0.074 mm 68% , 产品 -0.074 mm 90% 。则二段磨机生产能力为 $Q = \frac{qV}{\beta_2 - \beta_1} = \frac{1.25 \times 19}{0.9 - 0.68} = \frac{23.75}{0.22} = 108 \text{ t}/\text{h}$ 。

由上述计算可知,一段 2 台磨机可以完成 $106 \text{ t}/\text{h}$ 二段磨机也能完成 $108 \text{ t}/\text{h}$, 均能满足生产要求。

2 优化磨机工作参数的试验研究

表 1 一段磨矿球径精确化结果表^[4]

Tab 1 The results of first stage balls' diameter by accurate measure

级别	/mm	待磨产率 %	分组	需要球径 /mm	球比率 %	
+	12	3.41	①	3.41	100	5
	12~8	13.93	②	13.93	90	15
	8~5	16.09	③	16.09	80	15
	5~2.5	9.95	④	23.99	60	25
	2.5~1.25	14.04				
	1.25~0.9	4.10	⑤	26.41	40	25
	0.9~0.45	22.31				
	0.45~0.3	9.65	⑥	16.17	30	15
	0.3~0.2	6.52				

由上述的计算我们得知,现有的磨矿系统通过改造能够实现 $101 \text{ t}/\text{h}$ 的生产能力。在实际生产中生产能力除了与磨机的规格有关外,磨机介质尺寸、形状、装球量、操作因素等也是重要的影响因素,必须对这些因素进行研究,并找到适合的工作参数才能实现设计的生产能力。磨矿工艺特征表明:粗磨的给矿粒度范围较宽,需要装补各种尺寸的钢球,尺寸精确和球荷配比

是影响磨矿效果的主要因素;细磨则需要采用研磨面积大的介质来实现^[2]。因此,我们在实验室展开了两段磨矿工作参数相关的试验研究。

2.1 一段磨矿球径的精确化研究

按照精确化装补球新方法^[3]的研究程序, 首先测定矿石的抗破碎力学性能, 测定一段新给矿及返砂的粒度组成, 然后根据因民铜矿矿石抗破碎的力学性质参数及因民选矿厂一段磨机的工作条件, 分别计算出各个粒度级别需要的精确球径, 最后计算出初装球的比例. 具体见表 1.

根据上表计算, 按破碎统计力学原理进行配球, 推荐的初装球方案是:

$$\Phi 100: \Phi 90: \Phi 80: \Phi 60: \Phi 40: \Phi 30 = 5: 15: 15: 25: 25: 15$$

为保证粗粒的有效破碎, 推荐方案调整为: $\Phi 100: \Phi 90: \Phi 80: \Phi 60: \Phi 40: \Phi 30 = 10: 10: 20: 20: 25: 15$

再设定一个比推荐方案偏大的方案及偏小的方案: 偏大方案: $\Phi 120: \Phi 100: \Phi 80: \Phi 60 = 25: 25: 25: 25$ 偏小方案: $\Phi 100: \Phi 90: \Phi 80: \Phi 60: \Phi 40: \Phi 30 = 5: 15: 25: 25: 15: 15$ 现厂方案: $\Phi 120: \Phi 100: \Phi 90: \Phi 80 = 70: 10: 10: 10$

在 $D \times L$ 为 $450 \text{ mm} \times 450 \text{ mm}$ 球磨机中, 将磨机转速率调到现厂的转速率水平, 分别用上述 4 个初装方案进行对比磨碎试验, 4 个方案均磨 35 min, 产品筛析结果见表 2.

由上面对比磨碎结果看出, 推荐的初装球方案最佳, 它产品中粗粒级含量及 -0.074 mm 含量均最高, -0.074 mm

容积生产率最大, 比它偏大及偏小的方案其效果均不如推荐方案, 最差的是现厂的初装方案, 产品中粗粒级含量最多, 而 -0.074 mm 产率最低, 这是必须抛弃的方案.

2.2 二段磨矿介质的替代研究

现厂二段磨的初装方案及补球方案也严重偏大, 在实验室用 $\Phi 40 \Phi 30 \Phi 20 \Phi 15 \Phi 10 \Phi 6$ 组钢球分别在相同条件下磨碎二段磨给矿, 结果是 $\Phi 15 \text{ mm}$ 球组细磨效果最好, 用球径半理论公式^[5]计算, 最佳球径是 14 mm , 与试验的 15 mm 最佳是一致的. 但实际应用时, 只适宜采用 $\Phi 30$ 及 $\Phi 40 \text{ mm}$ 钢球. 由于磨矿产品细度高, 为减轻过粉碎, 拟采用铸铁段代替钢球. 能代替 $\Phi 40$ 及 $\Phi 30 \text{ mm}$ 钢球的铸铁段是 35×40 及 $30 \text{ mm} \times 35 \text{ mm}$. 采用以下几个方案进行碎磨实验: ① $35 \times 40 (50\%) + 30 \times 35 (50\%)$, ② 30×35 ③ $30 \times 35 (50\%) + 25 \times 30 (50\%)$, ④ 25×30 ⑤ 20×25 实验结果表明, 方案 ① 效果最好, 确定工业试验采用 35×40 及 30×35 各占 50% 的铸铁段.

3 工业试验研究

3.1 初装球及补加球比例的调整

工业试验从 2006 年 12 月 20 日开始, 早班 9 点钟停掉一段磨中的 3 号磨机倒完旧球添加新球, 新球重量为 39 t 观察新装球的磨矿效果, 磨机处理能力大致 $46 \sim 48 \text{ t/h}$, 一段分级溢流细度 -0.074 mm 含量 $51\% \sim 60\%$. 下午 3:00 左右出现一次涨肚, 时间较长电流未恢复. 从现象观察, 主要原因是磨机内小球偏多, 大球比例偏低, 致使磨机内破碎力不足, 故决定对磨机球比作出新的调整, 加大大球比例, 减少小球比例.

试验进行 2 个月后, 2007 年 2 月的磨机处理量已达到 47.06 t/h , 二段细度也达 87.66% , 说明初装球及补加球的效果正在显露. 因二段细度要求较高, 需增强研磨效果, 调整二段正常补加比例为: $35 \times 40: 30 \times 35 = 30: 70$

3.2 一段与二段磨介质装载量试验

介质充填率对磨矿过程的影响, 主要是通过影响介质运动的形态来实现的. 在其他磨矿工作条件不变情况下, 介质充填率对磨矿过程的影响规律相对而言较为简单. 一段磨与二段磨最初的初装介质均为 39 t 充填率为 41.21% . 理论上的装球率不超过 50% , 但具体最佳的装球量是多少只能通过逐渐增加球量来寻求. 到 3 月中旬, 基本探索出两段磨的最佳装球量分别为一段 43.2 t 左右, 二段 43.5 t 左右.

表 2 4 个初装球方案磨碎结果对比表

Tab 2 Comparison of four first loading schemes

产品级别	推荐方案	偏大方案	偏小方案	现厂方案
+ 0.9 mm	0.40	0.29	0.26	0.57
+ 0.2 mm	9.14	28.82	11.22	32.58
- 0.074 mm	68.30	54.46	66.08	51.37
$q_{-200} (t/m^3 \cdot h)$	0.272	0.205	0.261	0.190
q_{-200} 为现厂的倍数	1.432	1.078	1.374	1.000

3.3 磨矿浓度的调整

磨矿浓度对细度的影响很大,矿浆愈浓,它的粘性愈大,流动性较小,通过磨机较慢.在浓矿浆中,钢球受到浮力较大,它的有效比重就较小,打击效果也较差.但浓矿浆中含的固体矿粒较多,被钢球打着的物料也较多.经过反复试验确定一段磨的磨矿浓度应控制在 75% ~ 80%,二段磨矿浓度应控制在 60% ~ 65%.

3.4 一段细度的调整

前面我们分析过,对于这种非标准两段磨矿流程,要保证二段细度达 90%,两段磨都必须高效率运转.在前面我们求得第一段磨到 - 0.074mm 达 67~ 68% 交给二段磨,两段磨才均可高效率工作.

但在实际生产中,由于一段磨矿的两台磨机给矿不同,无法要求两台磨机的产品细度一致.而且在二段细度高达 90% 的条件下还要求处理量也大幅度增加,经过多次摸索,最终确定一段细度保持在 60~ 65% 最为合适.

4 结果分析

经过 5 个多月的工业试验,厂方和课题组决定对试验效果进行跟踪,以便摸清整个实验效果,跟踪采用间隔时间来进行,采用 2006 年 9~ 12 月的数据作为试验前的基数,工业试验结果见下面分述.

4.1 磨机生产能力与产品细度

由表 3 可以看出,按以上 3 种算法得出的处理量分别为 51.34 t/h 50.19 t/h 49.54 t/h 折算成 - 0.074 mm 90% 的处理量分别为 51.82 t/h 50.87 t/h 50.34 t/h 而试验前 4 个月即 2006 年 9~ 12 月累计的处理量只有 43.85 t/h 处理能力提高 17%,细度提高 10 个百分点.

表 3 磨机处理量表

Tab. 3 Throughput of mill

时间	运转时间 /h	处理量 /t	小时处理量 /t	产品细度 /%
2006 年 9 月 ~ 12 月	5 469.30	239850	43.85	80.30
4 月 18 日 ~ 23 日	242.3	12440	51.34	90.73
4 月 16 日 ~ 23 日	370.3	18584	50.19	91.06
4 月 28 日 ~ 5 月 7 日	448.4	22215	49.54	91.26

4.2 磨矿电耗及球耗

表 4 磨矿电耗及球耗表

Tab. 4 The consumption of power and ball weight by grinding

时间	处理量 /t	磨浮总耗 / (kW · h)	磨浮单耗 / (kW · h/t)	介质总耗 /kg	介质单耗 / (g · t ⁻¹)
2006 年 9~ 12 月	239 850	6 020 400	25.10	175 810.1	733
2007 年 1 月	57 689	1 516 800	26.29	3 1215.5	675
2007 年 2 月	61 061	1 458 990	23.89	42 332.9	693
2007 年 3 月	53 969	1 388 610	25.73	36 804.4	682
2007 年 4 月	65 658	1 638 690	24.96	50 119.5	763
2007 年 5 月	62 931	1 350 634	21.46	44 568.8	708

从表 4 可以看出,磨浮单耗从试验前的 25.10 kW · h /t 降到试验后的 24.41 kW · h /t 介质单耗也从试验前的 733 g/t 降到试验后的 707 g/t

表 5 金属铜的回收率

4.3 金属回收率

Tab. 5 The recovery of copper

时间	品位 /%	金属量 /t	回收率 /%	增长的百分点 /%
2006 年 9 月 ~ 12 月	0.80	1 920.300	83.27	- -
4 月 18 日 ~ 23 日	0.74	92.112	83.89	+ 3.07
4 月 16 日 ~ 23 日	0.76	140.132	83.82	+ 2.73
4 月 28 日 ~ 5 月 7 日	0.74	164.318	85.76	+ 3.36

9 月 ~ 12 月累计分别增长了 3.07%, 2.73%, 3.36%, 平均增长了 3 个百分点 (表 5).

(下转第 14 页)

表 2 2007 年 6 号高炉实测温度值与计算值的对比

Tab 2 Comparison between the calculated and measured temperature

检测点	测量值 / $^{\circ}\text{C}$	计算值 / $^{\circ}\text{C}$	误差 /%	检测点	测量值 / $^{\circ}\text{C}$	计算值 / $^{\circ}\text{C}$	误差 /%
TE4624	208	217	4.3	TE4635	324	311	4.0
TE4666	519	528	1.7	TE4681	478	493	3.1
TE4672	512	505	1.3	TE4677	456	462	1.3

从表 2 中可以看出, 计算得到的温度值与现场实测的温度值相差不大, 误差控制在 5% 以内, 因此可以认为本传热学模型是比较精确、合理的。

4 模型存在的不足

模型的开发是一项系统工程, 要实现长期监测, 热电偶的维护非常重要, 由于高炉在生产的过程中, 一部分热电偶因损坏数据已无法采集, 因此, 对模型计算结果的精度有一定的影响。利用高炉大、中修的机会增加热电偶的数量及合理布局, 将会提高模型预测的准确性, 对高炉的生产将会有更大的指导意义。

5 结论

1) 针对昆钢 6 号高炉炉缸炉底的实际特点, 开发了昆钢 6 号高炉炉缸炉底侵蚀预测模型, 并用 MATLAB 计算软件对该模型进行了求解。

2) 目前昆钢 6 号高炉炉底剩余厚度大约 1500mm, 从 1150 $^{\circ}\text{C}$ 侵蚀线的分布来看, 6 号高炉炉缸炉底交界处并没有出现明显的象脚状侵蚀, 对 6 号高炉的长寿前景颇为看好。

3) 使用该模型可以判断炉缸炉底的工作状态, 为高炉制定合理的冷却强度、加强炉缸炉底的维护提供可靠的依据, 对指导高炉操作具有积极作用。

参考文献:

- [1] 叶军. 陶瓷杯结构炉衬在 马钢高炉的应用实践 [J]. 炼铁, 2006 25(6): 51-53
- [2] 程坤明. 影响高炉炉底炉缸碳砖使用寿命的因素 [J]. 炼铁, 2006 25(1): 11-15
- [3] 李家新, 苏宇, 唐成润. 高炉炉底侵蚀状况动态监测模型的开发 [J]. 炼铁, 2001, 20(2): 28-30
- [4] 杨雪峰, 王涛, 李江华, 等. 昆钢 6 号高炉入炉有害元素调查分析 [J]. 云南冶金, 2006 35(4): 63-66

(上接第 10 页)

从上述的结果分析可知, 磨机的处理量、磨矿产品细度以及磨机磨矿的电耗和介质消耗均达到了预期目的, 而且原矿品位下降的同时实现了回收率的提高, 为其它类似的选厂的技术改造提供了有益的借鉴。

参考文献:

- [1] 李启衡. 碎矿与磨矿 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1980: 172, 181.
- [2] 凌永发, 段希祥. 细磨介质形状的选择及应用研究 [J]. 有色金属, 2001(6): 41-44
- [3] 段希祥. 碎矿与磨矿 [M]. 2 版. 北京: 冶金工业出版社, 2006: 198
- [4] 昆明理工大学磨矿课题组. 精确化装补球方法在因民铜矿的应用研究 [R]. 昆明: 科研报告, 2007: 20-22
- [5] 段希祥. 球磨机钢球尺寸的理论计算研究 [J]. 中国科学 (A 辑), 1989: 861