

文章编号 :1005-2712(2010)01-0035-05

方圆公司选矿工艺的改进

邱德镛

(方圆矿业投资有限公司, 江西 德安 330408)

摘 要 :按照选矿专业的理论和方法, 结合方圆公司选矿工艺流程和生产的实际情况, 改进了选矿工艺。

关键词 :磨矿细度; 磨矿介质; 溢流处理; 锡浮选

中图分类号 :TD923 **文献标识码** :A

The Improvement of Dressing Technology in Fangyuan Mining

QIU De-biao

(Fangyuan Mining Investment Co., Ltd., De'an Jiangxi 330408, China)

Abstract: This paper studies the improvement of the dressing technology in Fangyuan Mining on the basis of its technology process and actual production according to the theory and method of dressing technology.

Key words: milling size; milling agents; overflow treatment; tin flotation

1 原矿性质

1.1 原矿矿物组成

原矿中的金属矿物多达 10 余种, 其中金属硫化物有铁闪锌矿、黄铁矿、磁黄铁矿、毒砂、黄铜矿、白铁矿、黝锡矿、方铅矿和辉铋矿等, 金属氧化物有锡石、磁铁矿、褐铁矿、菱锌矿和菱铁矿等。脉石矿物有石英、长石、透辉石、透闪石、萤石和绢云母等。主要矿物的相对含量分别为: 锡石 0.88%, 黝锡矿 0.10%, 铁闪锌矿 1.72%, 黄铜矿 0.37%, 黄铁矿和白铁矿 6.93%, 磁黄铁矿 3.47%, 毒砂 5.89%, 磁铁矿 0.41%, 褐铁矿 0.45%, 菱铁矿 3.44%, 萤石 12.12%, 石英 42.14%, 绢云母 4.21%, 透辉石 17.87%。

1.2 原矿多元素化学分析

原矿中分别含 Sn 0.86%, Zn 0.92%, Cu 0.13%, In 0.005%, WO_3 0.002%, S 6.41%, As 2.47%, CaO 14.01%, MgO 6.56%, Al_2O_3 7.55%, SiO_2 43.99%, Fe 11.37%, Ag 8.79 g/t。

1.3 主要矿物的嵌布粒度及产出特征

锡石的嵌布粒度为粗细不均匀, 以细粒为主且

粒度分布范围较宽, 主要粒度在 0.01~0.32 mm, 粒度小于 0.04 mm 的重选难选粒级约占 20%。

铁闪锌矿的嵌布粒度比锡石更细, 主要嵌布粒度范围在 0.01~0.2 mm, 但粒度较集中, 在 0.04~0.16 mm 粒级的铁闪锌矿占 70% 左右。

锡石的嵌布形式复杂: 一是呈填隙结构, 充填于脉石矿物间隙, 锡石的形状受脉石粒间的空间限制; 二是呈四方双锥、四方柱或四方双锥与四方柱的聚形等自形晶形状, 零散分布在脉石中, 粒度粗细不等, 一般为 0.05~0.2 mm, 有些微细粒锡石粒度小于 0.01 mm; 三是少量锡石与磁黄铁矿或铁闪锌矿连生, 铁闪锌矿沿锡石与脉石间缝隙充填交代, 并包含锡石, 或有磁黄铁矿中包含细粒锡石; 四是大量的锡石呈结晶完好的晶体, 密集成纹层状分布, 锡石的粒度大小较均匀, 如同鱼子状, 常与自形晶的粗粒毒砂成互层, 有时可见后期结晶的毒砂包含锡石晶体; 五是毒砂沿锡石与脉石间的缝隙充填交代, 结晶粗粒的毒砂边缘常有黝锡矿析出; 六是呈杂乱的蜂窝状、麻点状密集或稀疏分布于脉石中, 这种锡石结晶较

收稿日期 2010-01-13

作者简介 邱德镛(1944-), 男, 高级工程师。

差,形状极不规则,粒度较细。

铁闪锌矿的嵌布关系也较复杂,主要形式有:一般呈不规则粒状与磁黄铁矿连生,二者呈共结边结构。铁闪锌矿和磁黄铁矿内部包含有大量细粒脉石。二是铁闪锌矿呈不规则粒状与黄铁矿伴生,成块状嵌布在脉石中,铁闪锌矿被溶蚀交代,溶蚀孔十分发育,部分铁闪锌矿边缘具有菱锌矿环边。有的铁闪锌矿沿黄铁矿裂隙充填交代,并可见黄铁矿的溶蚀孔充填有铁闪锌矿。三是铁闪锌矿呈填隙结构,充填于纤维状、长柱状脉石之间的缝隙中,铁闪锌矿被脉石分隔成微细的颗粒。这种铁闪锌矿多与黄铜矿伴生,铁闪锌矿内还有乳滴状的黄铜矿固溶体^[1-4]。

2 设计流程

该矿不仅矿物种类多,而且主要有用矿物锡石的嵌布粒度细,分散率较高,因此属于难选的多金属硫化矿。在广州有色金属研究院选矿工艺研究成果的基础上,设计采用了两段一闭路破碎、两段一闭路磨矿和“优先脱硫-混浮锌硫-锌硫分离-重选选锡”的选矿工艺流程。

破碎筛分流程。粗碎采用 1 台 PE500×750 颚式破碎机,细碎采用 1 台 GP100MF 圆锥破碎机,筛分采用 1 台 2YA1536 双层圆振动筛,圆锥破碎机与圆振动筛组成闭路作业,最终碎矿产品粒度为-12 mm。

磨矿分级流程。第一段为开路磨矿,采用 1 台 MBY2130 棒磨机,第二段为闭路磨矿,采用一台 MQG2130 格子型球磨机,与 3 台 3SXX-00-01 高频细筛构成闭路作业,最终磨矿产品粒度为-0.2 mm,其中-0.074 mm 占 55 %左右。

选别工艺优先脱硫流程和混浮锌硫流程均为一粗一精一扫,各采用 11 槽 XCF/BSK-4 浮选机。锌硫混精先用 1 台 MQG1224 格子型球磨机再磨后,采用 13 槽 SF0.7 浮选机,进行一粗一扫四精锌硫分离作业,重选选锡流程为分级选别,-0.2+0.074 mm 粒级粗选采用 12 台 TGL 螺旋选矿机,精选采用 8 台 6-S 摇床,扫选采用 4 台 6-S 摇床。-0.074 mm 粒级粗选采用 16 台 GL 螺旋溜槽,精选采用 12 台 6-S 摇床,扫选采用 6 台 6-S 摇床。中矿再磨再选流程采用 1 台 MQG1224 格子型球磨机,6 槽 SF0.7 浮选机,10 台粗选 6-S 摇床,5 台扫选 6-S 摇床。

原设计主要选矿指标见表 1。

表 1 选矿主要设计指标

元素	生产规模/ (t·d ⁻¹)	原矿 品位 /%	精矿 产率 /%	精矿 产量 /(t·d ⁻¹)	精矿 品位 /%	回收率 /%
锡	600	0.504	0.51	3.08	50	51
锌	600	0.750	1.22	7.31	40	65

3 选矿工艺的改进

3.1 提高磨矿细度

(1) 缩短磨矿介质添加周期。试验和设计要求将矿石磨至-0.2 mm,其中-0.074 mm 占 55 %左右。但实际生产中磨矿细度远远不够,最终磨矿产品粒度一直偏粗。2007 年 11 月 28、30 日和 2008 年 3 月 27 日 3 次检测的磨矿产品细度,最终磨矿产品中-0.074 mm 粒级产率分别为 3.83 %、5.24 %和 2.73 %,远低于试验和设计所要求的磨矿细度。

由于锡石和铁闪锌矿的嵌布粒度偏细、磨矿细度不够,则锡石和铁闪锌矿的单体解离率必然低,因而无法在选别流程中有效的加以选别回收,这无疑是选矿生产实际回收率偏低的重要原因。

入磨物料粒度太粗,磨矿机处理量偏大,磨矿浓度过低,或磨矿机中的磨矿介质少,都有可能导致磨矿细度不足。经分析:①该矿选厂是一个设计生产能力为 600 t/d 的小型选矿厂,设计最终碎矿产品粒度为-12 mm 正合适。②2008 年 3 月选矿厂的实际生产能力为 483.05 t/d,棒磨矿机的处理量也不大。③从多次检查的结果来看磨矿浓度多半在 70 %以上。故前三项都不是影响磨矿细度的原因,可以排除。由于再三强调磨矿细度的重要性,最后选矿厂在 2008 年 3 月 30-31 日连续两天大量地添加了磨矿介质,4 月 2 日和 4 日再测,结果最终磨矿产品中-0.074 mm 粒级产率分别提高到 69.56 %和 61.82 %,磨矿细度有了极为显著改善。由此可见磨矿细度达不到要求的真正原因是球磨机中的钢球量太少。为什么球磨机中的钢球量会那么少?原来选矿厂规定每周添加一次钢球,这样的介质添加周期显然过长。由于未能及时添加磨矿介质,球磨机中的钢球越来越少,到一周后再次加球前,磨矿机中的介质充填率已经很低了,在这种情况下磨矿粒度必然过粗,从而使磨矿细度远低于试验和设计的要求。为此建议缩短磨矿介质的添加周期,把每周分别加一次钢棒和钢球,改为每天加一次钢球,每两天加一次钢棒,并要求加足磨矿介质。至于每次介质的添加量,待核定磨矿介质单耗后再根据处理量来科学地加以计

算. 实行新的磨矿介质添加制度后, 磨矿细度基本上有了保证, 这对于选别作业提高回收率而言具有极其重要的意义.

为了确保磨矿细度能始终满足选别作业的要求, 现该厂新增了 5 个生产检测样点, 以便对磨矿细度和入选物料的浓度、粒度进行日常的检查测定, 把缩短磨矿介质添加周期后磨矿细度得到提高这一成果, 贯彻于生产过程的始终.

(2) 按工艺要求选择孔径合适的高频筛筛网. 试验和设计要求将矿石磨至 -0.2 mm , 这就意味着进入选别作业的应当是 -0.2 mm 的物料. 但现在使用的闭路磨矿流程高频细筛筛孔尺寸为 0.3 mm 相应的分级粒度为 0.28 mm . 换言之实际生产中进入选别作业的是 -0.28 mm 的物料而不是 -0.2 mm 的物料, 这显然不符合工艺要求. 对选别效果肯定会有影响. 为此建议改用孔径更小的高频筛筛网, 后采购并使用孔径为 0.23 mm 的筛网, 才使磨矿细度问题最终得以解决.

3.2 确保闭路磨矿流程畅通

(1) 通过提高磨矿介质充填率来缩小磨矿粒度. 方圆公司选矿厂在实际生产中经常因为闭路磨矿流程中的原矿扬送砂泵打不赢而停棒磨机, 这是一个老大难问题. 其原因可能是选用的 4/3C-AH 渣浆泵能力不足, 也可能是原矿处理量的波动过大, 或者是球磨磨矿粒度粗导致返砂比过大而造成砂泵超负荷.

由于操作水平及给矿设备本身存在的问题, 原矿处理量的波动不可避免, 但波动一般不会过大致使原矿砂泵超负荷, 除非上岗工人是根本不懂操作的新手. 砂泵选型问题下文再议. 那么会不会是因为球磨磨矿粒度粗导致返砂比过大而造成砂泵超负荷?

为此对闭路球磨机的磨矿粒度进行了多次检测, 发现球磨排矿中 -0.2 mm 粒级含量仅为 30 % 左右, 磨矿粒度之粗, 大大出乎意料. 毫无疑问, 这肯定是因为磨机中的钢球太少, 介质充填率过低.

但现在球磨机中究竟有多少钢球, 已无准确数据, 因为除了试生产前初次装的 14 t 钢球称过外, 此后换衬板再装钢球时从未过秤. 就拿初装钢球的情况来说吧, $\phi 2100 \times 3000$ 球磨机的最大装球量是 20 t, 头一次只装 14 t 钢球, 这样的介质充填率显然也是过低的, 在磨矿机电动机的工作电流上也有反映. 因为在正常工作的情况下, $\phi 2100 \times 3000$ 球磨机电动机的额定电流是 391.5 A. 现厂生产中该球磨机电动机的实际工作电流则常为 310~320 A 或更低. 320 A 则是现厂实际控制的最高电流, 因为每次

都是根据这个电流来添加钢球, 规定钢球加到电流为 320 A 为止. 电动机的实际工作电流跟额定电流的差距太大了, 反过来可以说明球磨机的磨矿介质充填率过低. 这正是磨矿粒度过粗的根本原因. 磨矿粒度粗则循环负荷量大, 结果便导致原矿砂泵超负荷. 为此在 2009 年 4 月 9 日一次添加了 550 个钢球, 使球磨机的工作电流由 320 A 上升到 360 A 左右. 此后再测球磨排矿的粒度, -0.2 mm 粒级产率已上升到 58 %, 情况大为改善. 与磨矿介质充填率提高前比较, 磨矿介质充填率提高后的磨矿粒度好得多, 但仍然不是最理想的结果. 原因在于电动机的工作电流与其额定电流 391.5 A 仍有较大差距, 还不能说这样的磨矿介质充填率就最合适.

(2) 用能力更大的砂泵取代现有的 4/3C-AH 渣浆泵. 现厂方按设计选用 4/3C-AH 渣浆泵作为原矿扬送砂泵, 其能力略嫌不足. 因为设计选矿工艺流程第二段磨矿产物与第一段螺旋分级机的溢流合并后, 按设计生产规模 600 t/d 计算, 当闭路磨矿流程返砂比为 176.92 % 时, 需要扬送的总矿量是 1290 t/d, 矿浆总流量为 1447.69 m^3/d , 或 60.32 m^3/h . 而 4/3C-AH 渣浆泵当扬程为 25 m 时其扬量为 61.2 m^3/h , 几乎与设计的实际矿浆流量相等, 可见选用 4/3C-AH 渣浆泵未能留有余地. 在实际生产中处理量、返砂比和用水量都难以严格控制, 实际的矿浆流量完全有可能超过 61.2 m^3/h , 所以 4/3C-AH 渣浆泵超负荷在所难免. 为确保流程畅通, 必须用能力更大的砂泵来取代 4/3C-AH 渣浆泵.

3.3 优化磨矿流程结构

(1) 正确处理 $\phi 1500$ 螺旋分级机溢流. 设计要求将矿石磨至 -0.2 mm , 其中 -0.074 mm 粒级含量达到 55 % 左右. 而经过多次检测, $\phi 1500$ 单螺旋分级机溢流的粒度, -0.2 mm 粒级产率均已超过 95 %, 完全达到了设计的磨矿细度要求, 理应直接入选. 但设计却将该溢流与球磨机的磨矿产物合并, 一起给到高频细筛进行筛分. 其结果不仅加重了高频细筛、球磨机和原矿扬送砂泵的负荷, 而且增加了合格粒级再磨导致有用矿物过粉碎的可能性, 不利于提高选矿回收率. 2008 年 8 月采取把单螺旋分级机溢流跟球磨机排矿分开, 另外用砂泵单独直接输送到 1[#] 搅拌桶. 这样按设计流程计算高频细筛的负荷可以减少 35 %, 球磨机的负荷可以减少 22.36 %, 砂泵的负荷也可以减少 22.36 %, 同时又能减轻合格粒级再磨所造成的有用矿物过粉碎现象, 有利于提高选矿回收率.

(2) $\Phi 1500$ 单螺旋分级机返砂最好再次分级。经多次测定,作为第二段磨矿机初始给矿的第一段单螺旋分级机的返砂, -0.2 mm 粒级含量均超过 20%,而第二段磨矿则要求将矿石磨细至 -0.2 mm 。磨矿流程设计的一般要求是,只要入磨物料中合格粒级含量超过 15% 就应设置预先分级作业。但设计并没有安排对 $\Phi 1500$ 单螺旋分级机返砂再次分级,而是直接给入球磨机。当然返砂直接给入球磨机的设计,流程结构简单,操作维修方便。不过要是考虑到工艺的合理性和磨矿流程设计的一般要求,就有必要对该返砂再次分级,以降低磨矿机入磨物料中的合格粒级含量,减少合格粒级再磨所造成的有用矿物过粉碎,同时有利于提高第二段磨矿机的生产能力。经技术经济比较后,可考虑用砂泵将棒磨机排矿输送到水力旋流器进行第一次分级,旋流器沉砂再给入单螺旋分级机进行第二次分级。

3.4 整改粗选作业

锡重选流程采用螺旋选矿机作为粗选设备。目前国内广泛使用的螺旋选矿机有 TGL 螺旋选矿机和 GL 螺旋溜槽两种,它们的主要区别在于横断面的形状不同,螺旋选矿机是复合曲线,而螺旋溜槽为立方抛物线。通常认为,螺旋选矿机具有处理能力大、给矿浓度高、占地面积小、设备本身无运动部件和操作容易等特点,这是一种较为理想的重选粗选设备。

广州有色金属研究院在试验室针对方圆公司选矿厂的粗细两级矿石,分别采用 TGL 螺旋选矿机和 GL 螺旋溜槽作为锡重选的粗选试验设备,结果 TGL 螺旋选矿机的精矿产率为 24.77%,可丢弃 75.23% 的尾矿,作业回收率达到 78.21%,富集比达到 3.23;GL 螺旋溜槽的精矿产率为 25.30%,可丢弃 74.70% 的尾矿,作业回收率达到 61.90%,富集比达到 2.43。因此单从试验室试验的结果来看,TGL 螺旋选矿机和 GL 螺旋溜槽确实是一种比较理想的重选粗选设备。

螺旋选矿机(含螺旋溜槽,下同)在工业生产中是否同样有效,或者说在工业生产中究竟应当如何发挥螺旋选矿机作为重选粗选设备的作用?针对方圆公司选矿现状做了考察螺旋选矿机合理丢尾的简单工业试验。试验是在生产过程中进行的,并且尽可能保持生产稳定。试验中设备除截矿器长度和安装角度外其它技术参数都不变,处理量、给矿浓度等工艺条件均未予考虑,仅以截矿器长度和安装角度作为可变因素,通过调整截矿器长度和安装角度来

改变精矿产率、尾矿产率,进而考察螺旋选矿机的选别效果,然后反过来又根据螺旋选矿机的选别效果,来确定工业生产中的螺旋选矿机可以丢多少尾矿。

试验结果证明,工业生产和试验室试验确有不同。在试验室试验中,当 TGL 螺旋选矿机精矿产率为 24.77% 时,其作业回收率便可达到 78.21%。而在工业生产中 TGL 螺旋选矿机的作业回收率要达到同一水平,其精矿产率必须提高到 45% 左右。GL 螺旋溜槽的差距更大,试验室试验中当精矿产率为 25.30% 时其作业回收率可达 61.90%,而工业生产中的 GL 螺旋溜槽作业回收率要达到同一水平,其精矿产率必须提高到 50% 以上。

通过试验,采取调整工业生产螺旋选矿机截矿器的长度来提高精矿产率,以确保其回收率不低于试验指标。根据试验的结果,把 TGL 螺旋选矿机截矿器的长度加长到 160 mm,截矿器与螺旋槽排矿端面的夹角为 90° ,把 GL 螺旋溜槽截矿器的长度加长到 370 mm,截矿器与螺旋槽排矿端面的夹角为 83° 。

通过上述改造解决了工业生产螺旋选矿机的合理丢尾问题,同时得出以下结论:由于试验设备和工业生产设备型号、规格大小不同,工艺操作条件控制的难易度不同,工业生产中用作粗选设备的螺旋选矿机则因富集比过小,尾矿品位较高,不宜直接丢尾,尾矿至少需要再进行一次扫选。

4 选矿工艺改进的效果

选矿工艺的改进是从 2008 年 4 月开始,经过一年多的时间逐步完成的,改进前后的选矿生产指标详见表 2。

表 2 改进前后的选矿生产指标

对比 时间	原矿			锡精矿			回收 率/ %
	处理量/ ($\text{t}\cdot\text{月}^{-1}$)	品位/ %	金属量/ ($\text{t}\cdot\text{月}^{-1}$)	精矿量/ ($\text{t}\cdot\text{月}^{-1}$)	品位/ %	金属量/ ($\text{t}\cdot\text{月}^{-1}$)	
2008.3 (改前)	12844	0.632	81.19	56.723	50.54	28.669	35.31
2009.6 (改后)	15963.85	0.480	76.581	67.707	48.17	32.616	42.59
2009.7 (改后)	14356.44	0.501	71.922	63.597	49.00	31.164	43.33

由此表 2 可见,选矿工艺经过改进后,无论是选矿生产能力、产品产量,还是精矿回收率,都不同程度地提高了,效果相当明显。

5 存在的主要问题

该矿的选矿工艺还有不少问题,例如浮选药剂

制度难以严格执行,原矿性质要是发生变化,因现厂没有试验条件,药剂制度更是无法调整,锡重选各个作业工艺操作条件的控制和调节困难,等等,但最突出的问题有以下几个。

(1)中矿再磨再选收效甚微,副产品锌精矿的回收很不理想。检测结果表明,原设计流程锡重选粗粒级的回收率、生产指标与设计指标基本相当。细粒级回收率则生产比设计低 1%~3%,也比较接近。而实际生产的中矿再磨再选回收率还不到 5%,生产比设计低 8 到 10 个百分点,差距最大,原因待查。副产品锌精矿的回收也很不理想。2009 年 8 月的一次查定,锌的选矿回收率仅为 36.96%,远低于 65% 的设计指标。

这两个问题已列入当前的议事日程,力争在即将进行的选矿攻关中有所突破。

(2)用单一重力选矿方法回收锡金属效果有限。设计选矿工艺流程要求将矿石磨至 -0.2 mm,然后脱硫浮锌,尾矿再用单一重力选矿方法回收锡金属。但锡石的嵌布粒度很细,粒度分布范围较宽,主要粒度在 0.01~0.32 mm 之间,而以细至微粒嵌布为主,

粒度小于 0.04 mm 的重选难选粒级约有 20%。因此脱硫浮锌之后采用单一重选法回收锡金属的效果肯定不会十分理想。

对于细粒浸染和硫化物含量很多的矿石,建议采用先浮选后重选的流程,将矿石直接磨至浮选粒度,浮出硫化物,再用重选法从浮选尾矿中选出粗锡精矿,最后按联合流程精选粗精矿。对于细粒浸染的矿石,用浮选法除去硫化物后,再用浮选法回收锡石。因此该矿要进一步提高选矿回收率,最大限度地合理利用国有矿产资源,还有必要再上锡浮选措施。

参考文献:

- [1] 品广州有色金属研究院. 江西德安尖峰坡锡矿选矿工艺研究报告[R]. 广州:有色金属研究院, 2006.
- [2] 山东黄金集团烟台设计工程有限公司. 方圆(德安)矿业投资有限公司尖峰坡锡矿初步设计[R]. 烟台:山东黄金集团烟台设计工程有限公司, 2006.
- [3] 胡为柏. 浮选[M]. 北京:冶金工业出版社, 1989.
- [4] 胡为柏,许 时. 矿石可选性研究[M]. 北京:冶金工业出版社, 1990.

(上接第 31 页)

施 ①加强矿石检查化验工作,判断是否具备炸药自爆的条件;②测量孔温,反映到爆破设计中,按照先低温孔后高温孔装药顺序进行施工;③对普通药包进行防自爆加工处理,如炸药外包玻璃丝布(炸药厂加工)等隔离措施,严禁碎、烂炸药装入炮孔内,避免药粉与矿石直接接触发生化学反应;④严格控制爆破作业时间,一般从装药开始到起爆的工作时间控制在 4 h 内完成;⑤堵塞炮孔用木塞(木楔),保证炮孔内热量能够传递到孔外散发;⑥加强现场监视,发现炮孔有冒烟等异常现象,全体人员立即撤离作业现场等。

4 经济技术指标

在矿山的开采实践中,按照矿山技术规程要求,通过科学的采场中深孔爆破技术管理,取得了较好的效果。采场中深孔爆破经济技术指标见表 1。

表 1 中深孔爆破经济技术指标

采矿方法	贫化率/%	损失率/%	每米炮孔崩矿量/(t·m ⁻¹)	炸药单耗/(kg·t ⁻¹)	采场出矿能力/(t·d ⁻¹)
分段崩落法	5~10	7~12	6~8	0.2~0.3	150~200
阶段空场嗣后充填法	3~5	3~5	4~6	0.22~0.25	200~300

5 结束语

采场中深孔爆破是一个环节很多的系统工作,无论哪一环节出现问题,都会影响爆破效果或导致失败,必须认真抓好每个环节的工作质量,健全各项管理制度,确保爆破工作万无一失。

高硫矿体开采防自爆措施虽然可行,但其措施繁多,实施工作量较大,如果某项实施不到位,就可能导致自爆事故发生,因此可另辟途径解决炸药自爆的安全隐患,如改变炸药自爆性能,实现炸药本身性能预防自爆,达到从根本上消除炸药自爆的威胁,实现安全生产。

参考文献:

- [1] 刘殿中,杨仕青. 工程爆破实用手册(第 2 版)[M]. 北京:冶金工业出版社, 2004.
- [2] 刘敏生,范作鹏. 中深孔凿岩爆破落矿工艺及结构参数优化[J]. 金属矿山, 2008 (382): 31~33.
- [3] 楚立中. 中深孔爆破在大冶铁矿的应用[J]. 矿业工程, 2008 (2): 39~40.
- [4] 李庆亮. 提高中深孔爆破质量的实践[J]. 矿业工程, 2008 (6): 34~36.
- [5] 王国利. 硫化矿爆破安全技术的发展[J]. 工程爆破, 1997 (3): 65~68.