

北京图书馆藏

21018

科技情报资料

加温浮选

JIAWEN FUXAN

(内部发行)

云锡中心试验所技术情报室

一九七二年十二月

外

72-200

前 言

在伟大领袖毛主席“中国人民有志气，有能力，一定要在不远的将来，赶上和超过世界先进水平”的号召下，我所的工程技术人员与我司大屯选厂的工人、干部组成革命的三结合，在大屯选厂党委的直接领导下，于1970—71年间，在大屯选厂初步试验成功了不加任何药剂，用蒸汽分离浮选锌硫（铁闪锌矿—硫化铁矿物）和铜硫（黄铜矿—硫化铁矿物）的新工艺。

蒸汽分离浮选，早在三十年代就已经在氧化矿物或稀有金属混合精矿的分离浮选上普遍应用。

四十年代初，用加石灰和通蒸汽氧化蒸煮预先处理和浮选分离硫化铜、钼混合精矿的方法，首先在美国迈阿密选厂采用。以后在不少国家的铜钼选厂得到了推广。

近年来，随着复杂硫化矿的开采和混合浮选工艺的发展，旧的添加大量抑制剂的硫化物混合精矿的分离浮选工艺，已愈来愈不适应生产发展的需要，不仅成本高，效率低，而且往往造成严重的公害。六十年代以来，硫化物混合精矿的蒸汽分离浮选新工艺便应运而生，开始大力发展。

日本采用蒸汽或热水加温氧化浮选来分离硫化矿中的铜锌和铜铅。1961年花岗矿山堂屋敷选厂采用了加温浮选法分离铜和锌。1966年新建的松峰选厂和改建的古远部选厂也采用了氧化加温浮选法分离铜和锌。1968年内之岱选厂采用加温浮选法代替氰化物分离铜和铅，取得了成效。



A840167

毛主席语录

路綫是个網，網举目张。

自力更生，艰苦奋斗，破除迷信，解放思想。

一个正确的認識，往往需要經過由物質到精神，由精神到物質，即由实践到認識，由認識到实践这样多次的反复，才能夠完成。这就是馬克思主义的認識論，就是辯証唯物論的認識論。

矿山保护，綜合利用很重要，要注意。

洋为中用。

苏联和保加利亚等国，在六十年代末期，发展了直接通蒸汽于浮选槽的硫化铜钼精矿的还原性蒸汽分离浮选新工艺。

加拿大布伦斯威克铅、锌矿选矿厂，为了进一步提高硫化铅、锌、铜、银混合精矿的品位，采用通 SO_2 和蒸汽的还原分离浮选工艺，反浮选黄铁矿和磁黄铁矿，取得了较好的效果。

目前，硫化物混合精矿的蒸汽分离浮选工艺的试验研究和生产实践正在不断的发展。

遵循伟大领袖毛主席关于“**要认真总结经验**”的教导，我们将蒸汽加温分离浮选硫化矿的国内外有关资料，进行了整理、分析、评述，并对日本、苏联、美国、加拿大等国家一些有代表性的选厂进行了报导，以供从事此方面工作的人员参考。

由于我们政治、业务水平有限，一定存在不少的错误，我们殷切地希望同志们予以批评、指正。

目 录

- 硫化物混合精矿的蒸汽加温分离浮选(述评)……………刘孟星 (1)
- 日本花岗矿山选矿厂加温浮选分离铜和锌…………… (18)
- 日本内之岱选矿厂用加温浮选法分离铜和铅…………… (24)
- 用加温浮选法从铜铅混合精矿中分离铜和铅…………… (27)
- 用加温氧化浮选法分离铜和锌…………… (29)
- 迈阿密铜公司从硫化物浮选精矿中加温浮选分离辉钼矿…… (33)
- 铜钼精矿通蒸汽优先浮选…………… (34)
- 铜钼精矿蒸汽分离浮选过程中热作用的某些效应…………… (38)
- 铜钼精矿蒸汽分离工业浮选制度的统计分析…………… (40)
- 沿整个浮选作业线充蒸汽饱和矿浆分离铜钼精矿…………… (44)
- 铜钼精矿分离过程的改进…………… (45)
- 含锌黄铁矿矿浆加温优先浮选…………… (46)
- 采用蒸汽浮选时碳酸钠对热矿浆中铜钼精矿分离的影响…… (47)
- 从热矿浆中浮选辉钼矿时降低水玻璃耗量的问题…………… (50)
- 提高布伦斯威克精矿品位的二氧化硫—蒸汽反精选过程…… (51)

硫化物混合精矿的蒸汽加温分离浮选

(述 評)

刘孟星

提 要

本文分析、介绍了采用各种蒸汽分离浮选工艺的代表性选厂的生产情况及其利弊，归纳了蒸汽分离浮选的基本原理，指出了今后的发展趋势和尚需解决的问题。

引 言

我司大屯选矿厂根据生产发展的实际需要，坚持毛主席“独立自主，自力更生”的方针，于1970年至1971年初步研究成功了硫化锌与硫化铁矿物、硫化铜与硫化铁矿物的不加药蒸汽分离浮选新工艺，现正积极组织投产。

蒸汽分离浮选工艺的试验成功，不仅对大屯选矿厂有较大的实际意义，而且也作为硫化物混合精矿的分离浮选工艺，提供了新的途径。

为了批判地吸取国外现有蒸汽分离浮选实践中的有关经验，洋为中用，对国外现有的蒸汽分离浮选的资料进行了整理、归纳，编写了这份资料，以供参考。

一、问题的提出

在非硫化矿浮选实践中，早就广泛采用了蒸汽加温的措施，用来提高脂肪酸类捕收剂的分散度和效率，或与其他药剂（如调整剂水玻璃等）相配合，进行选择解吸、脱药，使白钨矿与锡石、萤石、

方解石、重晶石等分离。例如，将白钨矿浮选粗精矿，在固液比等于1:1的含3—5%偏硅酸钠溶液中，通蒸汽加温至85—95°C，处理20—30分钟，然后使白钨矿与其他矿物进行浮选分离的著名的彼得罗夫法^①，就是三十年代的技术。近年来蒸汽加温浮选又有新的发展。例如，美国帕斯山稀土金属矿选冶厂^②，浮选前进行四次蒸汽加温、加药搅拌，第一次搅拌，矿浆加热至60°C，添加苏打控制pH值为8.95。第二次搅拌，加入抑制剂磺化木素铵盐，矿浆温度升至83°C。第三次搅拌时，矿浆温度升至沸点，添加N-80油酸作为捕收剂与活化剂，硅氟酸盐类用作调整剂。第四次搅拌冷却到60°C。然后送去粗选，采用三次粗选四次精选和独特的减少中矿循环的流程，即1—3次粗选精矿进入1次精选，1次精选尾矿分级，沉砂再磨后返回一次搅拌，2—4次精选尾矿集中扫选，扫选精矿返回二次精选，扫选尾矿和一次精选尾矿溢流合并返回4次搅拌，成功地从含稀土氧化物6—11%的原矿中，浮选分离出含稀土氧化物57—65%

的精矿，回收率为78--84%。美国《共和》浮选厂³，用塔尔油脂肪酸捕收剂浮选铁矿石，粗精矿再磨和经过五段通蒸汽加温至98°C，从上段到下段的矿浆流速为1.524米/秒，矿浆在每段的停留时间为1.67分钟，使粗精矿表面原来吸附的脂肪酸分子作更均匀、合理的分布，并使通蒸汽时从矿浆水中析出的气体，以微泡的形式选择性吸附在铁矿物表面上，产生大量稳定而快浮的泡沫，再加水稀释浮选，显著提高了浮选铁精矿的质量和回收率。

在硫化矿浮选实践中大规模采用蒸汽加温分离浮选，主要还是六十年代的事。因为加温对提高黄药的效能作用不大；硫化物分离（特别是采用优先浮选流程时）的困难，一般没有非硫化矿大，又有大量的成熟方法可资利用；而更主要的原因是，有色金属硫化矿选厂处理量大，有色金属价格较便宜。因此，采用蒸汽加温矿浆，会使成本增高。

但是，近年来随着复杂硫化矿的开发和混合浮选流程的广泛采用，提出了对复杂硫化物混合精矿进行有效分离的新课题。这类混合精矿很难分离，采用传统的加药抑制的方法，不但耗药量很大，成本高，而且指标低（甚至得不到合格产品），并且往往容易造成严重的公害（如氟化物污染水源等）。为此，必须寻找更有效的分离浮选方法。蒸汽分离浮选就是在这种情况下发展起来的一项选矿新工艺。

二、硫化物混合精矿蒸汽加温浮选的实践

美国迈阿密、奥诺、马克汉尔等选厂在四十年代就开始采用加石灰的氧化蒸汽分离浮选工艺，进行铜钼混合精矿的分离³。

六十年代以来，日、苏、保、加等国

的一些硫化矿选厂也开始采用硫化物蒸汽加温分离浮选新工艺，进行铜钼、铜铅、铜锌、锌铁、铅锌等浮选分离。

目前各国采用的硫化物蒸汽加温分离浮选工艺，按其作用原理，大体上可以分成三类：

1. 氧化性蒸汽分离浮选；
2. 还原性蒸汽分离浮选；
3. 不加任何药剂的蒸汽分离浮选。

现将各类代表性选厂的生产情况分述如下。

1. 氧化性蒸汽分离浮选

美国迈阿密铜公司所属选厂的铜钼分离，采用加石灰氧化蒸汽分离浮选工艺³。

原矿含铜0.7%，含钼0.01%，在 $\text{pH}=11$ 的石灰介质中，加黄药和松油浮选得到硫化铜钼混合精矿，含辉铜矿44%，辉钼矿0.5%，黄铁矿50%，不溶物5.5%。钼在混合精矿中的回收率为50%，除去酸溶钼的影响后，辉钼矿在混合精矿中的回收率为75--80%。各种硫化物在浮选过程中受到活化而变得很难抑制。

铜钼混合精矿分离前经过一系列的预先准备作业：

(1) 在浓密机中加石灰乳控制矿浆 $\text{pH}=8.5-8.8$ ，浓缩至含固体50--60%，以减小矿浆量和抑制黄铁矿。

(2) 进入调整槽，补加石灰乳将矿浆的酸碱度提高至11.6，搅拌两小时，使黄铁矿受到更充分的抑制。

(3) 然后进入两个相联的蒸煮槽，一边机械搅拌，一边从槽底通入压力蒸汽，在矿浆温度保持接近沸点的条件下蒸煮1小时，使硫化物表面的黄药薄膜分解，松油分散进入液相和使辉钼矿以外的所有硫化物表面氧化。在此过程中，矿浆的 pH 降至8.7，氧化生成的硫酸盐又与矿浆中

的氢氧化钙反应生成硫酸钙，选择性地沉淀在铜和铁的硫化物表面上，进一步降低它们的可浮性。

(4) 蒸煮以后的热矿浆进入另一调浆槽，充气、冷却和使硫化铜、铁补充氧化。

经过上述处理的“受抑”矿浆，稀释至20%固体，加入辉钼矿的专用捕收剂（普通煤油），必要时加B-22起泡剂，在 $\text{pH}=8.5-8.8$ 的条件下，在标准的迈阿密气升式浮选机中选出辉钼矿粗精矿，浓缩后再磨，使辉钼矿与不溶杂质分离，在8槽18号典瓦尔浮选槽中精选后，可得到 MoS_2 含量接近90%的钼精矿。精选过程中添加适量水玻璃，使辉钼矿凝聚和使泡沫稳定。

为了缩短蒸煮和氧化的时间，最近建议反应在液相温度超过常压沸点温度，但低于辉钼矿发生严重氧化的温度条件下

（这一温度通常为 287.8°C ，但短时间加热至 371.1°C ，辉钼矿也不会发生严重氧化），进行含钼硫化物混合精矿的热处理和充气氧化⁵，使混合浮选过程中加入的药剂失效，使辉钼矿可浮性提高，同时又防止因过热而受抑制，使其他硫化物表面氧化而降低或失去可浮性。例如，含50%的硫化铁矿物，39%硫化铜矿物，1%的辉钼矿和10%的不溶物（主要为硅酸盐），在 4.4 公斤/厘米²的压力和 118.9°C 的温度下处理2小时后，进行分离浮选，即可得到高品位的辉钼矿精矿。

这一工艺分离效果好，但蒸煮、氧化时间太长，需要庞大的调整蒸煮设备，在有色金属硫化物混合精矿的分离浮选上采用有一定的困难。六十年代以来，在苏联、保加利亚等国，已为加 Na_2S 和同时直接通蒸汽于浮选槽的新型铜钼分离浮选工艺所代替

日本花岗矿山所属堂屋敷选矿厂，在硫化铜、锌矿的分离浮选实践中，于1961年开始采用了将混合精矿过滤后堆存一定时间，使闪锌矿以外的硫化物自然氧化，然后在热矿浆中浮闪锌矿、抑制其他硫化物的方法⁶。

该厂处理含铜1.55%，铅0.56%，锌2.30%和硫21.18%的铜铅锌复杂硫化矿（高铅、锌的黑矿和高硫化铁的黄矿的混合矿）。矿石氧化严重，矿物表面的氧化膜不易除去，锌矿物被矿浆溶液中的 Cu^{++} 活化而不易抑制。试验了各种抑锌浮铜的铜、锌分离方法，效果都不好。最后才于1961年改用在空气中自然氧化后用温水浮选的方法。

黑、黄混合原矿磨至-200目占65%，调节 pH 等于11.8，加黄药浮选，泡沫产品为 $\text{Cu}-\text{Pb}-\text{Zn}$ 混合精矿，尾矿为硫化铁精矿。

$\text{Cu}-\text{Pb}-\text{Zn}$ 混合精矿加入1公斤/吨氰化钠，250克/吨白盾树脂胶抑制铜、锌浮铅。

$\text{Cu}-\text{Zn}$ 混合精矿过滤后放置和自然氧化3-4日，水分降至7-8%。然后送至调浆槽加入 $50-60^\circ\text{C}$ 的温水，使矿浆浓度达35-40%后，加青化牌243#捕收剂和日香牌125#起泡剂，用法连瓦尔德浮选机进行脱锌粗选。浮选机上部覆盖透明硬质聚氯乙烯罩保温。

粗选前期的泡沫，作为粗锌精矿，再加 $50-60^\circ\text{C}$ 的温水进行精选得最终锌精矿，含锌 $>55\%$ ，精选尾矿再过滤堆存。

粗选后期的泡沫作为 $\text{Cu}-\text{Zn}$ 混合精矿送湿法冶金过程处理。

粗选尾矿净化后进行铜精选，得出含锌低的铜精矿送火法炼铜工段处理。

铜锌加温分离浮选的作业效率（推算结果）如表1

花岗矿石铜锌混合精矿加温浮选分离铜锌的效率(推算)

表1

| 产 品 | 指 标 | 重量 吨 | 产率 % | 品 位 % | | 回 收 率 % | | 备 注 |
|-------------|-----|---------|---------|-------|-------|---------|--------|------|
| | | | | Cu | Zn | Cu | Zn | |
| 给矿(Cu-Zn混精) | | 4523 | 100.00 | 8.57 | 13.56 | 100.00 | 100.00 | |
| Cu-Zn精矿 | | 543 | 12.01 | 10.42 | 17.21 | 14.61 | 15.24 | |
| 铜 精 矿 | | 1768 | 39.09 | 16.27 | 5.62 | 74.29 | 16.20 | |
| 锌 精 矿 | | 530 | 11.72 | 2.76 | 57.19 | 3.78 | 49.41 | |
| 次 精 矿 | | 1225 | 27.08 | 1.19 | 0.62 | 3.76 | 1.24 | |
| 堆 存 | | 457 | 10.10 | 3.02 | 24.06 | 3.56 | 17.91 | 推算数据 |

采用氧化加温浮选后,从氧化严重的复杂铜铅锌硫化矿中选出了可以用火法冶金过程处理的含铜低的高品位锌精矿(这部分锌的回收率占原矿的46.25%)和含铜高含锌低的铜精矿(这部分铜占原矿回收率的65.29%),并且处理费用大约降低了四分之一,这是突出的优点。

目前存在的主要问题是进一步准确控制矿物表面的氧化度,使铜与锌达到完全的分离(目前仍有一部分铜锌混合产品分不开)。

1966年新建的松峰选矿厂和改建的古

远部选矿厂也继承了堂屋敷选矿厂的温水浮选工艺^⑧。

近年来已开始进行机械搅拌,充气氧化和通蒸汽加热矿浆的试验^⑨。日本矿业公司中央研究所,对于复杂硫化铜铅锌矿选出的铜锌中矿(重量占原矿的15%),进行了氧化加温分离浮选试验:在搅拌过程中添加3公斤/吨消石灰,在60°C下搅拌加热90分钟,然后再加适当的消石灰,5公斤/吨硫酸铜,1公斤/吨单宁,100克/吨208#黑药,在温度45°C下进行浮选抑铜。分离浮选的结果如表2。

铜锌中矿氧化加温分离浮选结果

表2

| 产 品 | 产 率 % | 品 位 % | | | 回 收 率 % | | |
|----------|----------|-------|------|------|---------|-------|-------|
| | | Cu | Zn | Fe | Cu | Zn | Fe |
| 给矿(铜锌中矿) | 100.0 | 14.6 | 9.6 | 33.5 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| 锌 精 矿 | 15.0 | 2.6 | 55.1 | 5.0 | 2.5 | 86.4 | 2.2 |
| 尾矿(铜精矿) | 85.0 | 16.7 | 1.5 | 38.6 | 97.5 | 13.6 | 97.8 |

另外,该研究所对含锌高的入炉铜精矿也进行了加热氧化法的连续浮选试验。试验证明,可以从含锌8.2%含铜18.0%的高锌入炉铜精矿中选出含锌47%,含铜

6.6%的合格锌精矿,回收了入炉铜精矿中52.9%的锌。

粗锌精矿氧化加温浮选的分选结果(推算值)如表3。

从高锌入炉铜精矿中选出的粗锌精矿的氧化加温分离浮选结果

表 8

| 产 品 | 产 率 % | 品 位 % | | | 回 收 率 % | | |
|-----------|----------|-------|-----|------|---------|--------|--------|
| | | Cu | Pb | Zn | Cu | Pb | Zn |
| 粗锌精矿 | 100.00 | 15.8 | 5.1 | 27.9 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| 锌 精 矿 | 44.66 | 6.6 | 7.2 | 47.0 | 18.89 | 63.68 | 71.88 |
| 中 矿 | 37.86 | 19.5 | 4.5 | 21.5 | 47.22 | 33.83 | 27.85 |
| 尾 矿(铜精矿3) | 17.48 | 31.3 | 0.8 | 0.5 | 33.89 | 2.49 | 0.27 |

这一方案,较混合精矿过滤后堆存自然氧化再加热水浮选的方案前进了一步,可以不间断地生产,氧化时间大大缩短,可以较精确地控制矿物表面的氧化度和得到更高的分离指标。但氧化时间仍嫌太长,需要庞大的搅拌、调整设备。仍有一部分难选中矿中的铜锌分不开。

氧化性蒸汽分离浮选的另一缺点是药剂消耗较大,因为捕收剂等油药在氧化热处理过程中已被全部或大部氧化、失效,在分离浮选过程中必须重新补充。

文献上还有添加少量的 $KMnO_4$ 和 $Na_2Cr_2O_7$ 等强氧化剂和通蒸汽相结合的氧化蒸汽分离铜铅、锌铅的记载^①。

加入少量强氧化剂,可以更有效地准确地控制氧化过程,对于提高精选过程的分离效率和最终产品的质量是有好处的,但成本高,在特殊情况下可以考虑采用。例如,可以考虑在云锡大屯选厂铜硫分离和铋硫分离的精选作业中添加少量强氧化剂,抑制易浮的硫化铁矿物,提高铜精矿和铋精矿的品位等等。

苏联红乌拉尔选厂,在通常加药的条件下,通蒸汽加热锌浮选矿浆,以改善闪锌矿与黄铁矿的分离效果的做法^②,也是

氧化蒸汽分离浮选的一种。

乌拉尔的许多硫化矿床,由于黄铁矿的浮游活性高,石灰对活化了的黄铁矿的抑制作用较弱,很难得到高质量的锌精矿。

1971年4月在红乌拉尔选厂进行的工业试验表明,通蒸汽加热选锌矿浆至35—45°C(选锌给矿含锌12—15%),由于黄铁矿的加速氧化,可浮性降低,显著降低了黄铁矿在中矿中的恶性循环,提高了闪锌矿与黄铁矿的分离效果,最终锌精矿含锌由47—48%提高至50—52%,铁的含量由11—12%降至8—9%,锌的回收率也有一定的提高。

实验室研究证明,选锌矿浆温度如能提高至65°C,指标还可进一步提高,例如锌的回收率大约可提高10%。

2. 还原性蒸汽分离浮选

苏联巴尔喀什钼选厂,阿尔马雷克选厂和保加利亚麦德特铜钼选厂,最初采用苏联流行的加大量 Na_2S 进行铜钼分离的方案^③,以后改用氧化蒸汽分离浮选并配合添加适量的 Na_2S 等药剂,最近又改用了直接通蒸汽于浮选槽的还原性蒸汽分离浮选工艺^④,结果见表4。

铜钼精矿采用不同分离浮选工艺时的指标^①

表 1

| 选厂名称 | 蒸汽 百万大卡/吨 | 药剂用量 公斤/吨 | | | | | 回收 率 % | 备注 |
|--|--------------|-------------------|----------------------------------|------|-------|-------|-----------------------|----|
| | | Na ₂ S | Na ₂ SiO ₃ | CaO | 煤油 | | | |
| 苏联 阿尔马雷克选厂…………… (氧化蒸汽分离浮选) | 0.16 | 11.7 | 1.8 | 2.6 | 0.8 | 75 | 1967年 | |
| 保加利亚 麦德特铜钼选厂…… (氧化蒸汽分离浮选) | — | 8.7 | 1.6 | 2.34 | 0.78 | 70-72 | 1968年 | |
| 保加利亚 罗辛选厂…………… (普通加Na ₂ S分离浮选) | — | 25.0 | 1-1.5 | 1 | 0.04 | 34 | | |
| 苏联 巴尔喀什钼选厂一系统: 用蒸汽前…………… | 0 | 20.84 | 1.66 | 0 | 0.37 | 90.07 | 1965年 | |
| 氧化蒸汽分离浮选…………… | 0.099 | 11.5 | 2.14 | 0.78 | 0.72 | 82.8 | 66年9月至 67年8月 | |
| 直接通蒸汽于浮选机…… (还原蒸汽分离浮选) | 0.072 | 2.77 | 1.98 | 0 | 0.183 | 89.93 | 1969年试 验期间共6 个月 | |
| 同上 ^② | 0.071 | 1.68 | | | | 93.7 | 1970年 | |

采用传统的加Na₂S的分离方案, Na₂S的用量达20公斤/吨以上(见巴尔喀什钼选厂用蒸汽前, 保加利亚罗辛选厂的数据), 改用氧化蒸汽分离浮选后, Na₂S的用量降至10公斤/吨左右, 但其他药剂的用量有一定提高, 钼在商品精矿中的回收率也有一定降低。

采用直接通蒸汽于浮选机的还原性蒸汽分离浮选工艺后, 不但蒸汽热耗降低了15%左右, 而且Na₂S用量先降为2.77公斤/吨(为原来1/8), 1970年又降为1.68公斤/吨(为原来的1/13)或一吨原矿消耗50—55克Na₂S。而且可以不加石灰和基本上不加煤油。分离浮选作业钼的回收率1970年达93.7%, 超过了原来加大量Na₂S达到的最高水平(90.07%), 也超过了世界先进水平(90%—美国埃斯皮兰扎选厂, 智利丘基卡马塔选厂)。分离浮选尾矿中铼的含量降低了1.6倍, 精矿中钼的含量提高了7%(绝对值)。产品单位

成本仅为原来的1/10^③。

1970年11月在阿尔马雷克矿冶公司钼选厂进行的试验表明, 在回收钼方面, 采用直接通蒸汽于浮选机的还原蒸汽分离浮选工艺, 还可以比巴尔喀什钼选厂得到更高的经济指标^④。

实践证明, 这一铜钼分离浮选工艺, 比美国的氧化蒸汽分离浮选工艺大大进了一步。看来也有可能用于其他金属硫化物混合精矿的分离。

加拿大布伦斯威克铅锌矿选厂,是采用还原蒸汽分离浮选的另一实例^⑤。

布伦斯威克矿冶公司6号选厂的处理能力为3000吨/日, 原矿为含Pb、Zn、Cu、Ag的黄铁矿与磁黄铁矿致密结合的全盘硫化矿, 需细磨至-400目占80%才能单体分离, 故该厂采用全浮选流程, 矿石经两段磨矿一次粗选, 四次精选, 得到铅锌总量为48—50%的Pb—Zn—Cu—Ag的混合精矿, 然后送冶炼处理。

采用正浮选（精选）时，混合精矿的品位虽可提高，但金属回收率却大大降低，故该厂采用了通SO₂使矿浆的酸碱度降低至1.5—4.8和通蒸汽加热矿浆至77—82°C，从热酸性矿浆中（FH=5.0—5.3）浮选黄铁矿与磁黄铁矿的还原蒸汽分离浮选工艺。使混合粗精矿中铅锌总含量由49.5%提高到57.3%，含铁由11.8%降至9.4%。

SO₂由吸收塔或搅拌槽的底部引入，

用酸碱度测定仪、记录—控制器及自动阀调整SO₂气流和自动调节FH，采用热电偶控制器控制阀门，调节通入两个搅拌槽的蒸汽量。

混合精矿的反浮选（或黄铁矿浮选），采用一粗、一精、一扫的流程，黄铁矿泡沫到中矿再磨机再磨后返回原矿的粗选；扫选精矿和精选尾矿返回SO₂吸收塔。选别结果见表5。

铅锌混合精矿提高品位回路的选别指标

表5

| 产 品 | 重 量 % | 品 位 % | | | | 分 布 率 % | | | |
|---------|----------|-------|------|------|------------|---------|-------|-------|-------|
| | | Pb | Zn | Cu | Ag 盎司/吨 | Pb | Zn | Cu | Ag |
| 粗 精 矿 | 100.0 | 12.9 | 36.6 | 0.84 | 7.2 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| 最 终 精 矿 | 82.4 | 14.6 | 42.7 | 0.76 | 7.8 | 93.3 | 96.1 | 74.5 | 89.3 |
| 黄 铁 矿 | 17.6 | 4.9 | 8.0 | 1.22 | 4.4 | 6.7 | 3.9 | 25.5 | 10.7 |

[注] 粗精矿含铁14.80%；最终精矿含铁9.4%。1盎司=31.1克

该公司的12号选厂的处理能力为5000吨/日，采用部分混合优先浮选流程。即先混合浮选得出Cu—Pb—Zn混合精矿，再进行Cu—Pb混合浮选，然后进行Cu—

Pb分离。Cu—Pb—Zn混合浮选尾矿进行锌浮选。粗精矿通SO₂及蒸汽进行反浮选，产出最终锌精矿，结果见表6。

粗锌精矿提高品位回路的金属平衡表

表6

| 产 品 | 重 量 % | 品 位 % | | | | | 分 布 率 % | | | | |
|-----------|----------|-------|-------|------|--------------|-------|---------|-------|-------|-------|--|
| | | Pb | Zn | Cu | Ag (盎司/吨) | Fe | Pb | Zn | Cu | Ag | |
| 粗 锌 精 矿 | 100.0 | 1.63 | 50.50 | 0.25 | 2.51 | 11.40 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | |
| 最 终 锌 精 矿 | 82.29 | 1.12 | 57.76 | 0.18 | 1.75 | 7.80 | 56.6 | 94.1 | 59.2 | 57.1 | |
| 尾矿(黄铁矿泡沫) | 17.71 | 4.00 | 16.77 | 0.58 | 6.01 | | 43.4 | 5.9 | 40.8 | 42.6 | |

黄铁矿（泡沫产品）返回锌中矿的再磨机再磨后，返回选锌流程。

这一蒸汽分离浮选工艺，对于混合精矿中含有很难抑制的单体磁黄铁矿和黄铁矿的场合（如大屯选厂的出厂铋精矿和含铋硫精矿）采用是很有价值的。

3. 不补加任何药剂的蒸汽加温分离浮选。

日本内之岱选矿厂用加温浮选法分离铜和铅^①，是不补加药剂的蒸汽分离浮选工艺的代表。

内之岱选厂于1962年投产，处理铜铅

锌复杂硫化矿。用SO₂抑制锌和黄铁矿，用208#捕收剂混合浮选铜铅，然后用CuSO₄活化锌，再加捕收剂回收锌精矿；用硫酸和乙基黄药回收黄铁矿精矿。Cu—Pb混合精矿用NaCN抑Cu，加戊基黄药浮Pb。

1968年7月进行了加温浮选工业试验。铜铅混合精矿加热至60—70°C，rH=5—5.5调整10分钟抑铅浮铜^①，采用一

粗、一精、一扫的流程。精选泡沫为铜精矿，扫选尾矿为铅精矿，中矿（精选尾矿和扫选精矿），作为铅浮选原矿送铅浮选系统，用氰化法进行铜铅分离（或返回调整槽）。

原来采用的氰化法与蒸汽分离浮选法的指标见表7。

铜铅混合精矿用氰化法和加温浮选法处理的指标比较

表7

| 方 法 | 产 品 | 产率 % | 品 位 % | | | | 回 收 率 % | | | | 备 注 |
|---------------------------------------|-------------------|---------|-------|-------|-------|------------------|---------|--------|--------|------------------|-----------------------|
| | | | Cu | Pb | Zn | FeS ₂ | Cu | Pb | Zn | FeS ₂ | |
| 氰 化 法 | Cu-Pb 混 精 | 100.00 | 17.90 | 11.42 | 5.88 | 8.21 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 生产数据 |
| | Cu精矿 | 85.51 | 20.12 | 4.66 | 5.45 | 13.05 | 96.10 | 34.88 | 79.22 | 92.47 | |
| | Pb精矿 | 14.49 | 4.82 | 51.34 | 8.43 | 5.93 | 3.90 | 65.12 | 20.78 | 7.53 | |
| 加 温 浮 选 (60°C) | Cu-Pb 混 精 | 100.0 | 16.77 | 10.76 | 7.90 | 11.59 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 实验室 试验结果 |
| | Cu精矿 | 83.8 | 19.15 | 5.81 | 5.23 | 13.42 | 95.7 | 45.3 | 55.4 | 97.1 | |
| | Pb精矿 | 16.2 | 4.45 | 36.34 | 21.71 | 2.07 | 4.3 | 54.7 | 44.6 | 2.9 | |
| 加 温 浮 选 (60至 70°C) | Cu-Pb 混 精 | 100.0 | 16.89 | 10.65 | 6.08 | 15.25 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 1968年7 月工业试 验结果 |
| | Cu精矿 | 42.0 | 20.88 | 3.33 | 2.27 | 19.03 | 52.0 | 13.1 | 18.7 | 52.4 | |
| | Pb精矿 | 6.9 | 1.39 | 52.68 | 11.23 | 4.19 | 0.5 | 34.1 | 15.1 | 1.9 | |
| | 中矿(铅 浮选原 矿) | 51.1 | 15.69 | 11.00 | 6.58 | 13.63 | 47.5 | 52.8 | 66.2 | 45.7 | 用氰化法 进行铜铅 分离 |

从上表所列数字不难看出，不加任何药剂通蒸汽加热矿浆至60—70°C，对铅矿物的抑制尚不够强烈，达不到加NaCN的分离效果，但是可以使Cu—Pb混合精矿中较易分离的一部分（占总量的一半左右）成功地分离成优质的铜精矿和合格的铅精矿。因此减少了必须用NaCN法处理的矿量，从而降低了成本和减少了金属组

份(Cu、Au、Ag等)在氰化物中的溶解损失。

Cu—Pb混合精矿中，所含粒度极细的PbS在加NaCN抑铜浮铅时作为泡沫回收较困难，在加温浮选中作为槽中产物回收比较容易，因此，铅的回收率有所提高。粒度极细的ZnS和脉石，在加温浮选法中较多地进入槽中产物—铅精矿，因此，

铜精矿的质量有所提高，但铅精矿含锌也增高。

我国云锡大屯选厂于1970年底开始大搞内外三结合，从生产发展的实际需要出发，独立自主，自力更生地进行了不加任何药剂的蒸汽分离浮选试验。

1971年3月在生产上直接通蒸汽于搅拌槽或浮选机加热矿浆，代替加石灰作抑制剂，进行硫化锌（主要是铁闪锌矿）与硫化铁（主要是磁黄铁矿）的分离，取得了良好的效果，见表8。

大屯选厂蒸汽选锌工业试验期间部分生产报表数字对比

表 8

| 日 期 及 班 次 | 条 件 | 指 标 % | | | |
|--------------|---------------------------|-------|-------|----------------|-------|
| | | 原矿含锌 | 精矿含锌 | 回 收 率 (对原矿) | |
| 3月6日 早班 | 加 石 灰 | 0.93 | 37.06 | 25.11 | |
| | 夜 班 | 加 石 灰 | 0.88 | 30.48 | 22.65 |
| 3月7日 早班 | 通蒸汽,粗选矿浆温度39—51°C(平均42°C) | 0.92 | 38.88 | 26.87 | |
| | 午 班 | 加 石 灰 | 0.84 | 35.86 | 27.57 |
| | 夜 班 | 加 石 灰 | 1.00 | 32.36 | 21.72 |
| 3月8日 早班 | 通蒸汽,粗选矿浆温度38—55°C(平均43°C) | 1.01 | 39.19 | 29.13 | |
| | 午 班 | 加 石 灰 | 0.90 | 32.63 | 20.49 |

在工业试验中，粗选矿浆加热至38—55°C（平均42—43°C），精选不加温，采用一粗二精的流程，锌精矿品位达38.88—39.19%，比用石灰作抑制剂时高6.2%；对原矿的回收率为26.87—29.13%，（相应的作业回收率为82—87%）比加石灰作抑制剂时高4.8%，并且全面超过了试验期间加石灰作抑制剂所达到的最高指标（锌精矿品位37.08%，回收率25.11%）。

而且，实验室试验证明，锌硫蒸汽分离浮选指标还可进一步提高，作业回收率可达90%以上，约比加石灰选锌提高10%。流程可以进一步缩短。

看来，选锌给矿中的硫化铁矿物比较好抑制，不补加任何药剂，通蒸汽加热粗选矿浆至45—60°C，即可顺利分离，完全可以成功地代替石灰作抑制剂，并得到满意的指标。

蒸汽分离浮选用于铜硫分离（硫化铜

矿物与硫化铁矿物的分离），也获得了基本的成功。

小型试验采用一次粗选一次精选的开路流程，结果见表9。

1971年3月进行通蒸汽（I系统）和加石灰（II系统）对比工业试验的结果如下。

铜硫蒸汽分离浮选（因锅炉供汽能力不足，粗选矿浆温度平均为34—42°C）的指标为：铜精矿品位7.95—9.41%（平均为8.55%），分离浮选的作业实收率为91.37—94.16%（平均为92.96%）。

加石灰选铜（加石灰约100公斤/吨给矿）的指标是：铜精矿品位9.40—12.47%（平均为10.88%）；分离浮选作业实收率为85.56—93.98%（平均90.12%）。

通蒸汽选铜得出的铜精矿品位比加石灰选铜低2.33%，而回收率则高2.85%。

总的说来，在大屯选厂硫化矿车间铜硫分离的具体条件下，粗选矿浆通蒸汽加

铜硫蒸汽分离浮选试验结果与加石灰作抑制剂比较

表 9

| 方 法 | 试 验 条 件 | | | | | | 试 验 结 果 | | | | | | | | |
|-------------|------------|------------|-------|-----------------------|----|------------|---------|------------|-------|------------|-------|----------|------|-------|-------|
| | 给矿含 铜 % | 矿浆浓 度 % | | 矿浆温度 °C | | 浮选时 间 分 | | 精矿产 率 % | | 精矿品 位 % | | 富矿比 倍 | | 回收率 % | |
| | | 粗选 | 精选 | 粗选 | 精选 | 粗选 | 精选 | 粗选 | 精选 | 粗选 | 精选 | 粗选 | 精选 | 粗选 | 精选 |
| 蒸汽 浮选 | 2.133 | 22.27 | 10.28 | 60 | 室温 | 7 | 4 | 27.56 | 55.81 | 7.02 | 10.90 | 3.29 | 1.55 | 90.66 | 86.71 |
| | 2.071 | 24.00 | 9.38 | 70 | 室温 | 7 | 4 | 22.74 | 55.85 | 8.02 | 12.05 | 3.87 | 1.50 | 89.06 | 84.10 |
| 加 石 灰 | 1.731 | 20.66 | 6.74 | 加石灰17.5 公斤/吨 室温 | | 11 | 5 | 19.19 | 51.22 | 8.06 | 13.54 | 4.66 | 1.68 | 89.3 | 86.00 |

热至60—70°C时,蒸汽对硫化铁矿物的抑制作用弱于石灰;在回收率相近的条件下,精矿品位和富矿比低于加石灰选铜。在给矿性质较不适宜于蒸汽分离浮选时(如原矿性质难选,难分离,混合精矿磨矿细度不够,起泡剂含量过多等等),最终铜精矿的品位,往往不高于8%。

看来,铜硫分离给矿中的硫化铁矿物是在混合浮选过程中最先浮出的较易浮的部分,比锌硫分离给矿中的硫化铁矿物难抑制得多。有必要研究提高蒸汽分离浮选铜精矿品位的补充措施。

在大电选厂的具体条件下,采用蒸汽分离浮选代替加大量石灰进行分离浮选,预计可以达到下列技术经济效果:

①一座汽压为13公斤/厘米²,产汽量为8—10吨/时的烧褐煤的锅炉,可以代替日产40—50吨石灰的用焦炭作燃料的竖窑。劳动力节约三分之二,成本降低三分之一。

②从根本上消除了管道和摇床床面石灰结垢严重等老大难问题,为保证长期正常生产,提高锡、钨、铋的重选回收率创造了有利条件。

③为大幅度提高锌、铋等伴生元素的回收率创造了有利条件。

④可以提高产品质量,预计锌精矿和

硫精矿的品位可以提高2—5%。

实践证明,蒸汽分离浮选,特别是直接通蒸汽于浮选槽,而不添加任何药剂,或仅添加少量氧化剂或还原剂的蒸汽分离浮选,工艺简单,可以提高金属回收率和产品质量,有利于资源的综合利用,可以从根本上消除加大量抑制剂带来的严重恶果,在不少情况下还可以简化流程,大幅度降低成本等等,因此是一个很有希望,很有发展前途的分离浮选新工艺。

在我国云锡大屯选厂开展蒸汽分离浮选的试验,大方向是正确的,应尽快组织投产,并在实践中解决现有问题,不断发展,为社会主义建设和赶超分离浮选的世界先进水平作出应有的贡献。

三、蒸汽加温分离浮选的基本原理

通蒸汽加热矿浆,或加热水调浆,在不少情况下,可以成功地使硫化物混合精矿分离,至少可以强化分离浮选过程,其基本原理,大体上可以归纳如下:

1. 选择性解吸或脱药

按照吸附等温线,随着温度的提高,平衡向吸附物减小的方向移动。

研究表明¹⁸，黄药在热矿浆中的解吸情况如下：

浓度为50%的矿浆，从20°C加热到80°C并保温5分钟，在不加其他解吸剂的情况下，由于黄药从铜铅混合精矿表面解吸，矿浆中黄药的浓度增为原来的5倍（由0.8—1毫克/升，增至4.3—4.7毫克/升）。

如矿浆浓度提高到61%，在同样的热处理条件下，解吸下来的黄药，又使矿浆中黄药的浓度增大了一倍，即增大至8.7毫克/升。

如在通蒸汽的同时加入 Na_2S 等解吸剂，则可使矿浆液中黄药的浓度增加14—19倍（达85毫克/升）。

如矿浆重新冷却至20°C，矿浆中的黄药浓度又减小，但通常不会降低至原来的浓度值。看来，矿浆冷却后，加热时从矿物表面上解吸下来的捕收剂，又部分地重新吸附在固体颗粒的表面上，因为矿粒表面在加热过程中，还发生了若干其他化学变化，吸附能力有所降低。

松油等起泡剂在热矿浆中的解吸与黄药类似。

上述资料表明，通蒸汽加热矿浆时，在热矿浆的液—固界面和汽—固界面（蒸汽气泡—固体粒子）发生药剂的选择性解吸。

即疏水性较强，天然可浮性高的矿粒表面（如黄铜矿，闪锌矿等）对药剂的吸附较牢，在热矿浆中，原来在混合浮选过程中所吸附的药剂较少解吸而仍保有较高的可浮性，在分离浮选过程中继续上浮；而亲水性较强，天然可浮性较差的矿物（如黄铁矿，磁黄铁矿等）对药剂的吸附较不牢固，在混合浮选过程中，所吸附的药剂绝大部分解吸而基本上失去可浮性，在分离浮选过程中不浮或较少上浮，从而

达到混合精矿的分离。

蒸汽热能的解吸作用，不但具有选择性，而且不会象其他解吸剂那样，带进一些其他离子，引起许多难以控制的副作用。

蒸汽热能的解吸作用是可逆的或部分可逆的。一方面便于控制，即使因矿浆温度过高，矿物表面的药剂解吸过度而不上浮，也很容易用降温 and 补加药剂的方法使目的矿物再次上浮。另一方面，为了有效地抑制某些不希望上浮的矿物，就要求在整个分离浮选过程中，最好自始至终保持不低于或略高于粗选矿浆的温度。

在蒸汽分离浮选过程中，混合精矿含有较多的捕收剂是不难处理的，只要使其解吸和转入溶液便很容易进一步氧化、水解而失效，但起泡剂过量的有害作用较大，因为即使在加温时起泡剂从矿物表面解吸、转入溶液，但一般不易氧化，在分离浮选矿浆中仍大量起泡，妨碍混合精矿的分离。

2. 加强充气和促进快浮而稳定的

泡沫的形成

通压力蒸汽于矿浆时，部分蒸汽转化为蒸汽气泡，加大了充气量。蒸汽气泡和空气气泡具有同样的浮选性能，差别仅在于蒸汽气泡的表面具有较高的温度，可以使捕收剂从矿物表面解吸，蒸汽气泡内 O_2 和 CO_2 等氧化性气体含量较低，不易使矿物表面氧化，这些都是有利于分离浮选的。

气体在水中的溶解度，随着温度的升高而降低。不同温度下水的某些性质的改变¹⁹，如表10所示。

不同温度下水的某些性质的改变

表10

| 温度 °C | 0 | 10 | 20 | 30 | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 | 90 | 100 |
|---------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|--------|
| 性质 | | | | | | | | | | | |
| O ₂ 的溶解度: | | | | | | | | | | | |
| $\alpha \cdot 10^2 \dots$ | 4.89 | 3.80 | 3.10 | 2.61 | 2.31 | 2.09 | 1.95 | — | 1.76 | — | 1.70 |
| $q \cdot 10^3 \dots$ | 6.95 | 5.37 | 4.34 | 3.59 | 3.08 | 2.66 | 2.27 | — | 1.38 | — | 0 |
| CO ₂ 的溶解度: | | | | | | | | | | | |
| $\alpha \dots \dots$ | 1.71 | 1.19 | 0.878 | 0.665 | 0.530 | 0.436 | 0.359 | — | — | — | — |
| $q \dots \dots$ | 0.355 | 0.232 | 0.169 | 0.125 | 0.097 | 0.076 | 0.058 | — | — | — | — |
| SO ₂ 的溶解度:q... | 22.8 | 16.2 | 11.3 | 7.80 | 5.41 | — | — | — | — | — | — |
| 空气的溶解度,毫升/升 | 29.18 | 22.84 | 18.68 | 15.64 | — | — | — | — | — | — | — |
| 水的蒸汽压,毫米汞柱 | 4.58 | 9.21 | 17.54 | 31.82 | 55.32 | 92.51 | 149.4 | 233.7 | 355.1 | 525.76 | 760.00 |
| 水的离子积 Kw $\times 10^{14}$ | 0.13 | 0.36 | 1.86 | 1.89 | 3.80 | 5.6 | 12.6 | 21.0 | 34 | 52 | 74 |

[注]: α ——吸附系数——当气体分压等于760毫米汞柱时1体积水所吸附0°C和760毫米汞柱状态下的气体的体积数。

q ——当总压力(气体和水蒸汽)为760毫米汞柱时,溶于100克水中的气体量(克)。

随着矿浆温度的升高,气体在矿浆液相中的溶解度愈来愈小,一部分原来溶解在水中的气体便析出,通常1M³矿浆水从0°C加热至60°C,大约可以析出20升空气。

这些析出的气体根据某些研究^②,是以微泡的形式选择性吸附在疏水性矿物表面上的。表面为这些微泡所覆盖的矿粒,即使不被这些微泡所浮游,也很容易粘附在普通气泡上而浮入泡沫层。

溶解气体在细泥(例如-5微米)表面上析出和在粗粒(例如+74微米)表面上析出,对于提高这些难浮粒级的浮选回收率,从而提高浮选总回收率,具有特殊

意义。

由于在蒸汽分离浮选过程中加强了充气和促进了矿浆水中的气体析出,并以微泡形式选择性吸附在疏水矿物表面上,形成快浮而稳定的泡沫,通常可提高作业回收率5—10%^②^③,浮选速度也相应加快。

云锡大屯选厂Zn—S分离浮选试验,也同样证实了锌的作业回收率可提高5—10%,粗选时间可缩短三分之一。

为了最充分地利用蒸汽分离浮选的这一优点,最有利的加热方式是直接通蒸汽于浮选槽的冷矿浆中,其次是通蒸汽于搅拌槽预先加热矿浆,用蛇形管间接加热矿