

第十四届国际选矿会议文集

(第九、十卷)

国外金属矿选矿编辑部

一九八六年

第九卷 物料处理

目 录

选别沙特阿拉伯王国非磁性铁矿石之选择性絮凝泡沫浮选工艺研究

Development of a selective flocculation-froth flotation process to beneficiate a non-magnetic iron ore of the Kingdom of Saudi Arabia.....by A.R. Abu Rashid et al[沙特阿拉伯].....(1)

回填物氧化危险性的评价

Evaluation of hazard from backfill oxidation.....by F. Rosenblum et al[加拿大].....(13)

在苏联极北选别复合铁矿石的实践

Practice of processing complex iron ores in the extreme north of the USSR.....by S. I. Zhuravlev et al[苏联].....(20)

印度拉贾斯坦克特里铜矿公司炉渣处理的方法、问题和发展

Slag treatment practice problems and development at Khetri Copper Complex Rajasthan India.....by P.D. Sharma et al[印度].....(27)

重金属精矿用压力过滤法脱水

Dewatering of base metal concentrates by pressure filtration..... by Michel Garon et al[美国].....(32)

新型动态重介质选矿机的工业实践

Plant operation of a new heavy media dynamic concentrator for metallic and non-metallic ore processing..... by A. Dessenibus et al[意大利].....(49)

干式强磁场永磁磁选机技术的新进展

Recent advances in dry high-intensity permanent-magnet separation technology.....by B.R. Arvidson et al[南非].....(60)

保加利亚弗莱科夫-弗拉矿铜细菌堆浸的工艺应用

Large-scale application of biological copper dump leaching at Vlaikov Vrah, Bulgaria.....by S. N. Groudev et al[保加利亚].....(65)

湿式筛分的另一种研究方法

An alternative approach to wet screening.....by D. O. Collins et al[美国].....(72)

煤悬浮液的选择性脱水

Selective dewatering of water suspension of coal.....by J. N. ~~Neenack~~ et al[荷兰].....(80)

絮凝剂和表面活性剂在选矿工业脱水中的应用

The use of flocculation and surfactants for dewatering in the mineral processing industry.....by T. K. Hunter[英国].....(85)

第十卷 选矿厂设计

目 录

布干维尔铜矿破碎车间的发展

Crusher Plant Development at Bougainville Copper, G.J. Pascoe, M.J. Lees and D.S. Langford, [巴布亚新几内亚].....(105)

日处理500吨的萤石选矿厂的设计

From Bench Scale to Industrial Concentrator The Story of a 500 TPD Beneficiation Project, M.V. Ranganathan, G.P. Mathur and V.A. Altekar, [印度].....(114)

英国南克罗夫蒂有限公司选矿厂的现代化——提高了处理能力和回收率

Mill Modifications at South Crofty Limited improve Throughput and Recovery, D.T. Wells and A.J. Elliot, [英国].....(122)

在原矿品位日益低下、需要节能和环境保护下选矿厂设计的新趋势

New Trends in Concentrator Design for Conditions of Run-of-Mine Ore Grade Decrease, Power Consumption Reduction and Environmental Protection, L.M. Glumov, A.P. Ponomarev, G.T. Sazonov and A.S. Petrov, [苏联].....(132)

澳大利亚芒特·艾萨矿山有限公司处理银铅锌矿石的重介质选矿车间的设计施工和投产

The Design, Construction and Commissioning of a Heavy Medium Plant for Silver Lead-zinc Ore Treatment-Mount Isa Mines Limited, P.D. Munro, I.S. Schache W.G. PARK and R.M.S. WATSFORD, [澳大利亚].....(138)

使用大型奥托昆普浮选机的经验

Experiences with Large Outokumpu Flotation Machines M. Taraiven and T. Niiti, [加拿大].....(151)

大型浮选机研制中的设计考虑

Design Considerations in Large Flotation Machine Development, V.R. Degner [美国].....(159)

大型浮选槽的改型机构

An Improved Mechanism for Large Flotation Cells, E.L. Smith, M.J. Prevett, and G.A. Lawrence, [美国].....(168)

大型阿基泰尔浮选机的设计和操作

Large Flotation Machines Design and Operation, T.C. Sorensen [美国].....(177)

选别沙特阿拉伯王国非磁性铁矿石之 选择性絮凝-泡沫浮选工艺研究

A.R.Abu Rashid¹, M.A.Smith²

(矿物资源部伦敦皇家学院)*

前 言

在沙特阿拉伯王国,全部化学石油燃料和矿物资源都由石油和矿物资源部管理。除石油以外的矿物资源的勘探和开发,则专门由设在该部内的“矿物资源代管部”(DMMR)负责管理。矿物资源代管部除雇用本国人员外,还把某些考察研究项目承包给一些外国机构进行,对Wadi Sawawin 铁矿床的开发研究就是一例。该矿床发现于1953年,直到1976年以前一直由几家外国机构进行研究,此后矿物资源代管部便委托英国钢铁公司海外服务部对该矿床的开发利用进行详细可行性研究。虽然本文主要关注的是与Sawawin铁矿石选矿有关的技术问题,但可行性研究的范围却要广泛得多,它将包括地质图与地形测绘、基于地质统计学方法的矿石储量估价、市场调查和可能产品的确定、除选矿以外一直延续到炼铁炼钢的加工流程研究、基础设施特别是运输和供水供电的需用量,以及对该矿床最有利的开采方法进行经济估价等等。正如下面所要介绍的那样,这些问题的研究关联并指导着选矿研究的进程。

位 置 和 环 境

如图1所示,Wadi Sawawin 矿区位于该王国西北部。该矿床距干旱无雨、地形崎岖的红海岸大约60公里。群岭起伏,海拔达2400米,并被名为“旱谷”的一些干河床所截断,干河床局部段落被砂石所积满。属沙漠性气候,夏季气温可超过40℃。本地的游牧部落人口稀少,地区资源几乎为零,距矿床6公里远有一口水井,一条沿岸柏油碎石公路,距最近一个大村庄Tabuk也有120公里。

地 质 概 况

概 述

Sawawin地区构成沙特阿拉伯西北部前寒武纪地盾的一部分。前寒武纪岩石由一系列基性和中性火山岩所组成,这些火山岩被一组称做Silasia岩层的火成岩和沉积岩所覆盖。这些沉积岩受到强烈的褶皱和断层作用并受到火成岩的侵入。出现过对绿色片麻岩相的轻度变质作用。后来,又发生过多次花岗岩侵入,产生出深成岩体;由于浸蚀作用,这些深成岩体形

* ①Director General for Projects and Control, Deputy, Ministry for Mineral Resources, Jeddah

②Lecturer, Imperial College, London formerly with British Steel (Overseas Services) Ltd.

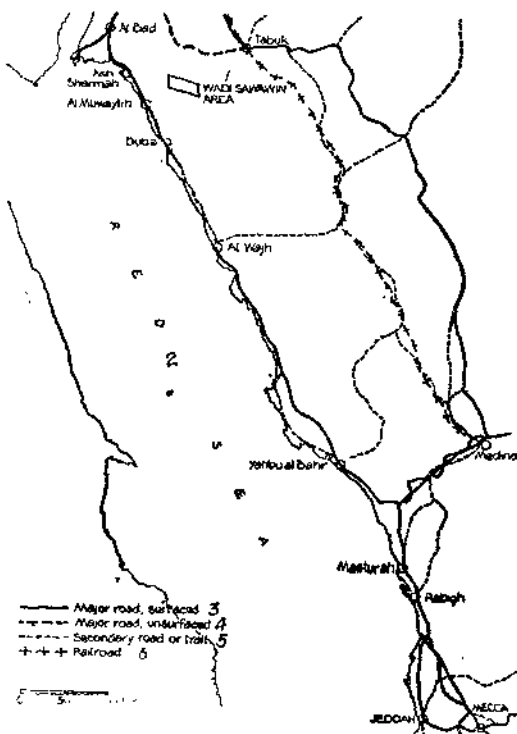


图1 Wadi Sawawin 铁矿床的地理位置
1—Wadi Sawawin 地区; 2—红海;
3—铺面的干线公路; 4—未铺面的干线公路; 5—二级公路或便道; 6—铁路

后者含铁低于15%。据认为,在岩石物质还处于塑性状态时就发生了含铁沉积物的褶皱作用,因此,条带(其厚度从1毫米到10毫米不等)无规律而继续,每一相的扁豆状体都是常见的

成了目前的主要山脉。

该 Silasia 岩层可分为三个层系(参见图2),即下部凝灰岩沉积层系(FW)、铁矿层(J)和上部凝灰岩沉积层系(HW)。图中也表示出一个侵入的辉绿岩岩床(D)。铁矿床又可再分为一个主碧玉铁质岩层系和一个含铁凝灰岩覆盖层系。虽然凝灰岩也含有少量磁铁矿,并且含铁凝灰岩也含有碧玉铁质岩条带,但勘探工作一直集中于富含碧玉铁质岩的层系。由于断层和褶皱作用以及对浸蚀作用的阻抗,铁矿层形成了一系列脊状矿体,它们沿西北—东南走向,长度15公里左右。虽然第一个露头是在Sawawin旱谷处发现的,但最大露头,即3号矿体,却是在西边做为一个山脊而在AL Ddei和Swadah 两旱谷之间存在的。这一矿床已通过绘图、岩心钻探和平洞探进行了详细的研究,显示出具有比较简单的单斜构造(见图2)。

岩石学和矿物学

表1和表2列出从3号矿体取得的岩心样的平均矿物组成和化学分析结果。

最明显的结构特点是灰黑色富铁条带和红色磁石、碧玉岩条带的交互成层,前者含铁超过60%,

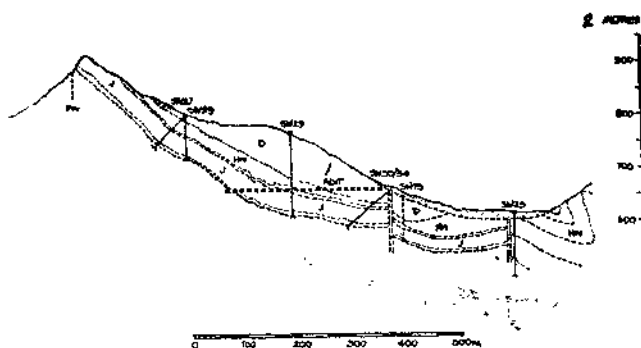


图2 3号矿床之剖面图
1—平洞; 2—一米

表1 3号矿体岩心样的平均化学分析结果

成分	Fe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	P	S
含量(%)	42.5	28.3	3.82	1.12	1.85	0.31	0.11

表 2

3 号矿体岩心样的平均矿物组成分析结果

矿 物 名 称	组 成	重 量(%)
赤 铁 矿	Fe_2O_3	49
磁 铁 矿	Fe_3O_4	9
硅 石	SiO_2	25
方 解 石	CaCO_3	5.7
磷 灰 石	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4, \text{CO}_3)_3(\text{F}, \text{OH}, \text{Cl})$	1.7
黄 铁 矿	FeS_2	0.2
辉绿泥石	$(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Al})_6(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	7.0

(图 3 略)。成岩和变质再结晶作用极其有限。做为磁铁矿氧化而出现的风化作用和靠近现在地表的方解石溶浸作用并不明显, 因之没有产生二次富集作用。

主要铁矿物是赤铁矿, 它组成矿石重量的50%左右。大部分赤铁矿呈平板状结晶存在, 其纵向最大尺寸可达10微米, 但厚度仅有几微米。这些赤铁矿晶粒与磁石(硅石)混生, 磁石粒度大致与富铁条带中的晶粒大小相同。这就指出了解离粒度要小于10微米才行, 但幸运的是, 赤铁矿晶粒的群体丛生现象是很普遍的, 以致于矿石粒度小于30微米以后即可达到明显解离(图 4 略)。存在于含铁较低的磁石条带中的亚微米级氧化铁晶粒, 赋予矿石一种红色光泽, 因之取名为碧玉铁质岩。这样的铁被认为是不能用物理选矿方法加以回收的(图 5 略)。第二种铁矿物, 即磁铁矿, 以呈与赤铁矿尺寸相同的分散状颗粒存在, 但有时也以大小为10~100微米明显晶粒而存在(图 6 略)。磁铁矿在局部地方含量可能很丰富, 以致在碧玉铁质岩中构成自己单独的条带。

方解石既可呈细粒分散状存在, 亦可呈横切条带的细脉存在或自成条带。目前开采的前寒武纪铁矿石含钙量很少($<0.5\%\text{CaO}$), 方解石基本呈游离状存在。

矿石含磷量较高, 是由于存在有呈极细分散状磷灰石晶粒之故, 因而给选矿造成困难。黄铁矿常见于磁铁矿条带之中, 但在选矿时并未给予特别的注意。绿泥石以及绢云母的存在, 决定着铝、镁和碱金属氧化物的含量。只有在生产很高品位铁精矿时, 除掉这些矿物才有意义。尽管受到过多次火成岩侵入, 但并未发现有铜、铅、铀等的有害矿化作用。

选 矿 研 究

目 的

Sawawin矿区位置偏僻, 铁矿石难选, 指出其精矿在世界市场上将是无竞争力的。然而已确定出这个矿床有两种开发利用方法:

1. 生产一种精矿, 供当地建设的钢铁厂使用。市场调查指出, 将来每年将需要大约一百万吨钢。其最适宜选别深度将由综合考虑选矿费用的增加和因精矿品位提高而使冶炼费用降低所能得到的最佳经济效益来决定。这一概念导致了生产重选精矿的研究。

2. 一个更为直接的可能性是代替或部分代替进口铁料(球团矿和块矿), 供 Jubayl 建设中的钢铁厂使用。

对于炼铁和炼钢来说, 沙特阿拉伯拥有巨大的液体和气体燃料资源, 但缺乏本国的固体燃料资源。因此它自己推荐了一种特殊炼钢方法, 即气体直接还原和电弧炉法。这种方法的

缺点是，在炼铁阶段除不掉脉石而使其转移到炼钢阶段。这样，即使是在电费比较便宜的地区，也引起耐火材料和电极消耗费用的增加。因此，出于经济方面的原因，则要求有很高品位的精矿，尽管对这样纯度的精矿可能还没有一个技术要求。

磁 选

弱磁选

矿石中磁性铁含量平均只有20%，因此弱磁选只能在全铁回收成本很低情况下生产出高品位精矿。

强磁场和高梯度磁选

使用 Rapid-Boxmag 型湿式强磁选机、萨拉型高梯度磁选机，以及在英国皇家矿业学院用超导磁选机，对这两种磁选方式进行了试验。用高梯度磁选机试验的最好结果，是在磨矿粒度为98%-38微米时达到的，精矿品位58.4%，铁回收率61%。结果赶不上使用简单的重选法。提出的解释是Sawawin矿石中很少有游离状铁晶粒存在，因此，为回收极细弱磁性赤铁矿粒所必需的磁场强度和梯度，也能回收出一些碧玉石和包裹有分散状磁铁矿的颗粒。

磁化焙烧

美国明尼苏达大学矿物资源研究中心在1973年就用磁化焙烧法详细地试验过Sawawin铁矿石。已经表明，这一方法对于选别北美洲非磁性铁燧岩是成功的，但因经济原因而不适用。在一个燃料费用较低的国度，对这一方法应进行充分的评价，被以为是适当的。可是遇到了下面几个问题：

- 1) 矿石的还原性差；
- 2) 弱磁选法处理粒度小于25微米的人造磁铁矿存在着局限性，
- 3) 矿石中方解石受到了煅烧。

矿石还原性差问题，可通过在焙烧前将矿石破碎到小于1.2毫米的办法解决。但这样办，难度大，费用高，并需要使用流态化床反应炉。由美国道尔-奥利弗公司发展的直接燃料喷吹技术^[1]受到详细试验，但必须用较高的温度（由650-700℃提高到725℃），使燃料耗用量高于予期的 1.26×10^9 焦耳/吨值。最为重要的是这些试验显示出，反应炉中物料停留时间要比正常的20分钟多两倍。同时，这一工艺还必须包括有昂贵的常规细磨球磨机使矿石解离。弱磁选不能生产出最终高品位精矿，因此需要两段选别。焙烧矿石被磨细到325目（44微米），然后弱磁选。磁精矿再磨到500目（25微米），进一步用阳离子浮选硅石来提高铁品位，使用的是胺捕收剂和古尔胶或糊精氧化铁抑制剂。含铁55%的磁选精矿回收率高达95%。但经浮选后，生产出硅石含量5%以下的精矿，回收率便降低到60%。

要通过选矿的方法从矿石中充分脱除石灰（煅烧过的方解石），否则会干扰阳离子浮选。这个问题已被认识到，但不经半工业性试验，还不能加以评价。

这一工艺虽然费用高，却代表着达到高品位精矿的唯一途径。但在研究建设新钢铁厂所进行的经济评价中，这种方法比使用重选法差。

重 选

矿石的条带状结构显示出，如允许铁份有很大损失，那么通过抛除燧石、碧玉石和贫铁条带，便可达到铁矿的部分富集。使矿石破碎到粒度为10~1毫米即可达到条带的“解离”，

然后根据表 4 所示的分离比重对矿粒进行分选。试验指出, 至少需要 4.0 克/毫升的分离比重, 才能保证精矿品位 60%, 铁回收率 65—70%。

起初是在英国沃伦·斯普林试验室用跳汰机进行了试验, 后来又在英国皇家矿业学院进行了使用螺旋选矿机、摇床和赖克特圆锥选矿机的试验。试验最终得到一个流程, 此流程可得到含铁 60%、含硅石 9.2%、铁回收率为 70% 的精矿。但因磷灰石的细粒浸染, 其含磷量仍达 0.27%。将矿石破碎到 -10 毫米, 然后用跳汰机处理, 便分离出粗粒精矿 (含铁 60%)、近于原矿品位的中矿 (含铁 42%) 和尾矿 (含铁 25-30%)。中矿再磨到 -2 毫米, 然后用细粒跳汰机处理 (虽然亦可考虑用圆锥选矿机处理), 以提高铁回收率。

对中等品位重选精矿如此详尽的研究, 证实了下述各点:

表 4 Sawawin 粉矿之有代表性的重液分离结果*

粒级范围(毫米)	比重(克/毫升)	精矿含铁(%)	精矿铁回收率(%)
6.7~9.5	-3.3	17.0	9.9
	3.3-4.0	39.7	23.0
	+4.0	59.7	67.1
3.35-6.7	-3.3	14.8	10.4
	3.3-4.0	40.0	31.1
	+4.0	59.1	58.5
1.7-3.35	-3.3	14.3	10.9
	3.3-4.0	39.8	23.1
	+4.0	63.7	66.0
0.85-1.7	-3.3	13.7	12.3
	3.3-4.0	39.3	21.4
	+4.0	61.9	66.3
0.425-0.85	-3.3	13.2	13.3
	3.3-4.0	39.4	20.3
	+4.0	62.0	66.4
0.075-0.425	-3.3	11.2	12.9
	3.3-4.0	34.0	17.6
	+4.0	62.5	69.5
-0.075	-3.3	20.2	18.9
	3.3-4.0	22.3	24.3
	+4.0	62.3	66.8

* 原文无表3

- 1) 虽然这种重选精矿对现有钢铁厂来说是不能接受的, 但对新建钢铁厂来说, 直接还原-电弧炉工艺的设备将可以改进用来处理 Sawawin 矿石。
- 2) 重选法简单可靠, 选矿过程费用低。
- 3) 重选法可使用很易得到的海水。
- 4) 重选精矿显示出极好的成球性和直接还原特性。
- 5) 由脉石所引起的造渣量大, 可使钢充分脱磷。
- 6) 经济评价表明, 这是生产钢的成本最低的途径 (一直到浮选法变得可行之前)。

上述技术论点已在1979—1980年间得到证实,当时用跳汰重选生产出330吨精矿,然后制成球团并加以还原,冶炼出了质量合格的钢。

浮 选

1. 背景

铁矿石浮选法目前已扩大应用于巴西萨马科选矿厂、加拿大铁矿公司选矿厂,其办法是用阳离子反浮选硅石以与赤铁矿分离。这种方法亦在恩派尔选矿厂、雷瑟福选矿厂和格兰捷斯堡选矿厂^[2]用于提高由其它方法生产出来的氧化铁粗精矿的品位。对蒂尔登选矿厂的开工,曾进行广泛的宣传报导^[3]。该厂使用的流程为:先对细磨非磁性铁燧岩进行选择性的絮凝-脱泥,然后实行阳离子硅石浮选。这一宣传尤其促进了对Sawawin矿石进行浮选法的研究。事实上,Sawawin矿石在某些重要问题上是与蒂尔登矿石不同的,即蒂尔登矿石中很少含有或不含碧玉或方解石,铁矿物(假象赤铁矿)晶粒形状较为规整并具有较大的真实尺寸。

2. 选择性浮选

悬浮液中的矿物粒子通过从溶液中吸附离子而获得一表面电荷,这一电荷的近似量度称为 ζ -电位。在矿物为赤铁矿和硅石情况下,决定电位的最重要离子是水合氢阳离子 $[H_3O^+]$ 和氢氧根阴离子 $[OH^-]$,因此 ζ -电位强烈地依赖于pH值。确定出的硅石与赤铁矿的零电点pH值范围分别为2—4.5~7^[4,5]。pH值增高时,表面变得有越来越多的负电荷。阳离子和阴离子捕收剂,顾名思义,是通过库仑引力来吸附的,因此对选择性浮选法提出了几种观点:

1) 阳离子硅石浮选虽已被广泛采用,但由于Sawawin矿石中存在有来源于矿石中方解石的钙离子,因此该法不适于Sawawin铁矿石。这些阳离子吸附到呈负电性的矿物表面上,因而降低了 ζ -电位和选择性。这一点已在英国皇家矿业学院通过测定赤铁矿和燧石的 ζ -电位而清楚地显示出来,所用赤铁矿和燧石是在有钙离子存在下从Sawawin矿石中提取出来的。

2) 阳离子浮选赤铁矿是可能的,但需使用专门的抑制剂以防止硅石的优先捕收。

3) 阳离子浮选赤铁矿只能在较低pH值下才具有选择性,而这一点则很难用含方解石的矿石来获得。

4) 在pH值大于3时阴离子浮选硅石显然是不可能的。可是在高pH值(大约为11)下通过硅石对钙离子的特殊吸附作用,可用阴离子药剂使捕收作用活化。

3. 脱泥

在浮选极细粒矿石所遇到的一个附带问题是对浮选给矿进行脱泥。由于矿石被磨到80—0%—25微米,因此将有50~60%的粒子小于10微米,20~30%粒子可能小于2微米。超细颗粒将引起许多麻烦,诸如选择性降低,药剂耗量增大,泡沫处理困难等。习惯上,矿泥是用水力分级的办法除掉的。在这个问题上,由于矿泥都是些粒度小到5微米乃至小到2微米的颗粒,因此其铁损失将是不能接受的。

为了克服这个问题有两个方案可供利用:第一个方案是采用一个“容泥”的浮选工艺。联合使用捕收剂(通常为脂肪酸)和调整剂(一种石油产品)几乎肯定可在浮选前产生超细粒子的团聚^[6]。使用脂肪酸捕收剂从Sawawin铁矿石中快速浮出硅石,几乎肯定能从这一机理中得到好处。第二个方案是采用选择性脱泥工艺。阳离子浮选硅石的优点是工艺简单,但不能“容纳”矿泥,因此便导致美国矿山局和克利夫兰·克利夫斯铁矿公司共同研究出选择性絮凝—脱泥工艺^[7,8,9]。这一工艺的前提条件是矿物粒子的充分分散,这就需要有一个大于30

毫伏的 ζ -电位来提高静电斥力,以防其靠近和团聚。加入一种药剂(本例中是特制的玉米淀粉),使氧化铁矿物选择性絮凝,让硅质矿泥倾析出来。随铁矿物絮凝物一起残留下来的较粗粒硅石,则由以后的浮选作业清除之。由于可溶的钙离子降低了矿物表面的 ζ -电位,引起细磨矿石在所有碱性pH值范围内都发生团聚,因此,对Sawawin铁矿石应用选择性絮凝的尝试未获成功。

4. 由美国矿山局双城研究中心进行的试验

于1979年,一个Sawawin矿样被送到双城研究中心Colombo博士那里做试验,希望证实其不适用于“蒂尔登方法”。然而,除证实了这一点而外,还取得两项进展,即:

- 1) 阴离子(钙活化)硅石浮选的应用;
- 2) 三聚磷酸钠分散剂的使用。

事实上,细磨过的矿石可由大量添加硅酸钠(2.9公斤/吨)而被分散,经过选择性絮凝并用脂肪酸浮选出硅石。尽管铁回收率为61.5%,但却得到下列成分的精矿。

表 5 美国矿山局试验所得首批浮选精矿化学分析

成 分	Fe	SiO ₂	CaO	P
重 量(%)	59.4	2.1	5.4	0.58

硅石含量低是值得注意的,但仍未能除掉方解石和磷灰石,因而造成含铁低,含磷量高得不能接受。

在随后的试验中使用三聚磷酸钠做分散剂,尽管由于赤铁矿与硅石间选择性较差而使较多铁损失于矿泥中(如表6所示),但却得到把较多的方解石和磷灰石排入矿泥中的结果。所得到的最好精矿的化学分析结果示于表7中,直接铁回收率为44.8%;据估计,通过中矿返回可能使铁回收率达到70%。

表 6 两种分散剂的选择性絮凝—脱泥操作指标

分散剂名称	产 品	化 学 组 成 (%)					分 布 率 (%)					
		Fe	SiO ₂	CaO	MgO	P	Fe	SiO ₂	CaO	MgO	P	重量
三 聚 磷 酸 钠	矿 泥	15.0	54.9	7.7	2.3	1.1	6.3	34.2	42.6	40.7	46.4	17.7
	絮 凝 物	48.9	23.1	2.2	0.72	0.27	93.7	65.8	57.4	59.3	53.6	82.3
硅 酸 钠	矿 泥	10.6	74.5	0.66	2.25	0.11	2.0	21.2	1.7	18.2	2.1	8.1
	絮 凝 物	45.8	24.3	3.40	0.89	0.45	98.0	78.8	98.3	81.8	98.9	91.9

5. 最终选用的泡沫浮选工艺

在1980年美国矿山局双城研究中心和Warren Spring试验室两地继续对这一基本浮选工艺进行了研究,使得铁回收率不断提高,直到能够生产出含硅石量小于5%(含铁 $\geq 65\%$)、铁回收率达到75%为止。由Warren Spring试验室使用一个既定矿样(从3号矿体平洞探取的物料样)进行了详细的研究,得出了下列可被认为是具有代表性的最佳(操作)条件。矿石磨至大约75%-25微米,经用瓦曼型旋流粒度分析仪测得,有40—50%为-10微米。磨矿时加用0.184公斤/吨三聚磷酸钠和足够的氢氧化钠,以便得到11的pH值,在选择性絮凝之前使固体浓度稀释到17%。添加总量为0.15—0.20公斤/吨的淀粉使氧化铁粒子絮凝,并抛弃重量为16—20%、含铁为8.5—10.0%的矿泥。在试验室小型试验中发展,实行两段脱泥同时又将

表 7 美国矿山局试验所得第二批浮选精矿化学分析

成 分	Fe	SiO ₂	P
重 量 (%)	65.6	3.5	0.11

淀粉按2.5:1到4:1比例分别加入粗选段和精选段是有好处的。对总的用量和分配比例并不十分精确。低速搅拌3—4分钟对絮凝物进行调浆，借以产生密实而沉速快的团聚体，改善了选择性絮凝作业的效果。这些效用已由以前的著作^[10,11]所指出。虽然实际结论尚不能肯定，但将要在该王国运转的半工业试验厂将包括用于两段脱泥和絮凝物调浆的设备。

脱出的矿泥数量多、铁损失低是很值得注意的，因之选择性絮凝大大有利于选矿。后来在美国矿山局半工业试验厂操作中，采用的倾析速度很高，足以抛除直径为20微米的硅石粒。Lien^[12]讨论了仅用选择性絮凝方法选别非磁性铁燧岩问题。

为进行浮选，絮凝物的pH值要调整到11.0~12.0。使用纯脂肪酸捕收剂时需要较高的pH值；即使如此，也还需要5分钟的调浆时间。为适应pH值较低(11.7)和调浆槽较小的情况，在半工业试验厂使用了脂肪酸皂。通过再添加0.3公斤/吨淀粉来抑制氧化铁，并添加氯化钙0.2公斤/吨来活化硅石，这两样药剂的用量，哪一个都不是精确的。添加脂肪酸捕收剂0.58公斤/吨，这种由亚利桑那化学品公司生产的名叫“Acintol FA-2”的捕收剂，基本上是由等份的油酸和亚油酸所组成。实行一段硅石粗选，得到一个铁精矿和一个泡沫产品，泡沫产品不加捕收剂进行再浮选和精选，得到最终尾矿和中矿。有代表性的结果，如表8所示。

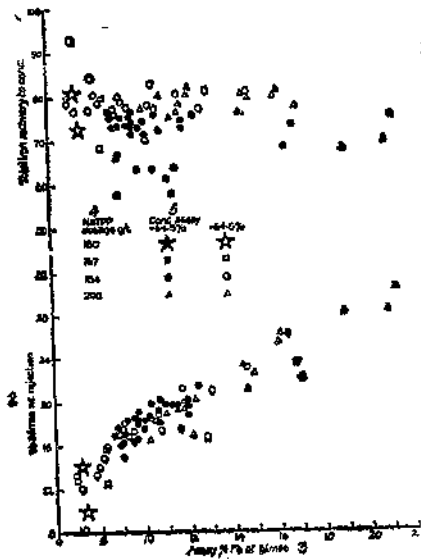


图 7 三聚磷酸盐用量对选择性絮凝-浮选影响的试验结果
1—精矿全铁回收率%；2—抛泥量%；
3—矿泥的含铁量%；4—三聚磷酸盐用量克/吨；5—精矿品位大于64.5%；
6—精矿品位小于64.5%

这次研究的一个最为重要的结果是这项工艺对三聚磷酸钠剂量非常敏感。对于上述条件(即捕收剂添加量固定)来说，确定出的三聚磷酸钠最适宜用量为0.184公斤/吨。在其用量为0.167公斤/吨和0.200公斤/吨时，都未能得到满意的精矿(见图7)。三聚磷酸钠用量高似乎是要抑制硅石浮选，不能获得调整作用。三聚磷酸钠用量低，将使细粒硅石抛除得不充分，而需要在浮选阶段多添加捕收剂。因此，虽可选收出质量合格的精矿，但浮选硅石当中的铁损失，要高于脱泥当中抛除同样重量物料的铁损失。

6. 三聚磷酸盐的作用

本工艺方法对三聚磷酸钠用量的敏感性，促使了仍在沃伦·斯普林实验室继续进行的某些基础研究，以便对将来选矿厂控制有所帮助。

淀粉是个弱的阴离子型絮凝剂，它易于减低对负电表面的吸附^[13]，这种吸附是由氢键机理来实现的。据称，淀粉对赤铁矿显示出强烈的亲合力吸附特性，而对硅石只有较弱的亲合力。总之，在pH值为11时硅石表面的负电性很强(据报导为-100毫伏)，有钙离子存在

表 8

沃伦·斯普林试验室 166 号浮选试验结果

产 品 名 称	重 量 (%)	铁分布率 (%)	精 矿 成 分 (%)		
			Fe	SiO ₂	P
精 矿	51.88	70.7	64.9	5.1	0.09
中 矿	7.55	7.9	45.6	26.3	0.29
尾 矿	24.09	12.0	22.0	54.8	0.53
精 选 矿 泥	5.11	1.0	8.5	64.8	0.70
粗 选 矿 泥	11.57	2.3	8.7	59.1	0.97

并在同样pH值下赤铁矿表面电位较低（为-60毫伏），这两点应该导致发生选择性絮凝^[15]。

钙离子可能通过几种作用方式削弱选择性。即：

- 1) 与淀粉分子的阴离子基起反应，通常会诱发出卷缩性较差的絮凝作用；
- 2) 降低矿物表面的 ζ -电位，不考虑淀粉，能发生不均匀团聚；
- 3) 尤其能降低硅石表面的 ζ -电位而使之絮凝。

三聚磷酸钠可抵消这些作用，其机理如下：

- 1) 使钙离子螯合；
- 2) 吸附到方解石表面上而使其“钝化”；
- 3) 差异吸附在硅石与赤铁矿表面上，可能是由于生成不溶的三聚磷酸钙络合物所致。

有人提出，适当添加三聚磷酸钠将提高两种矿物表面电位而得到分散，但赤铁矿呈现出一个比硅石为低的中等程度电位，因此产生了淀粉的选择性吸附作用。进一步增加三聚磷酸钠用量，将提高赤铁矿表面电位而超出淀粉可能发生吸附的范围。通过在硅石矿物表面上的钙离子，三聚磷酸钠将更容易被硅石所吸附；通过在高pH值下防止氢氧化铁水解产生铁离子格位，预计三聚磷酸钠被赤铁矿吸附的数量会大为减少。这样一来，三聚磷酸钠用量敏感性大的原因便得到了解释。

Iwasaki^[13]和 Heerema^[14] 为了支持文献 4 的论点，使用了三聚磷酸盐和 EDTA 做整合剂来从硅石表面上除掉钙、镁离子，这样仅仅通过淀粉的优先吸附就能恢复选择性絮凝。如果不是机理①和②同时存在，那么这似乎是不切合含有大量钙离子的 Sawawin 矿石的实际情况的。诚然，EDTA 用量达到 0.7 公斤/吨也未能使 Sawawin 矿石分散，得到的抛泥量约为百分之一。

7. 浮选工艺的经济问题

特别关心的几个问题是：细磨矿到 500 目，经软化处理的淡水耗量以及精矿含磷高。当地发出的电力并不代表一个主要费用项目；但如表 4 所示，其余两项生产费用的影响却很大。

由表 9 可见，推动人们去考虑循环用水和应用自磨矿的理由是很清楚的。此外，研究工作还指出，在含硅石 5 % 的精矿中含磷量最高达到 0.15 %，铁回收率最低为 65 %。

8. 半工业试验厂试验工作

1980—1981 年间，利用美国矿山局在双城研究中心的半工业试验厂进行了有关改善精矿成分、提高铁回收率和利用循环水等方面的研究。在 22 天当中以 350—400 公斤/时的台时处理能力处理了 200 吨 Sawawin 矿石，分三周进行单独的连续操作。试验设备流程见图 8。可供利用的只有一个常规棒磨球磨系统和一段絮凝。循环水存在的设备问题使脱泥浓缩机的上升流

表 9

浮选的各项相对生产费用

项 目	相 对 费 用(%)	项 目	相 对 费 用(%)
维 修	13	基本费用	100
电 力	8	水 费	59
劳 务	12	磨矿介质费	73
药 剂	21	可能费用	232
其 它	46		
基本费用	100		

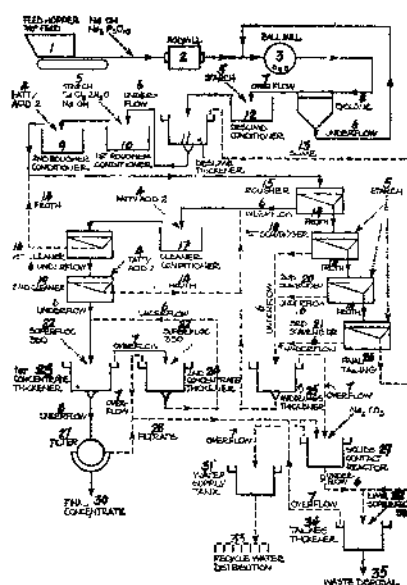


图 8 美国矿山局半工业浮选试验厂流程

1—给矿漏斗15毫米给料；2—球磨机；3—球磨机；4—脂肪酸；5—淀粉；6—底流；7—溢流；8—旋流器；9—第二段粗选搅拌槽；10—第一段粗选搅拌槽；11—脱泥浓缩机；12—脱泥搅拌槽；13—矿泥；14—泡沫；15—粗选槽；16—第一段精选槽；17—精选搅拌槽；18—第一段扫选槽；19—第二段精选槽；20—第二段扫选槽；21—第三段扫选槽；22—絮凝剂330；23—第一段精矿浓缩机；24—第二段精矿浓缩机；25—中矿浓缩机；26—最终尾矿；27—过滤机；28—滤液；29—固体接触反应器；30—最终精矿；31—供水槽；32—石灰；33—循环水分配系统；34—尾矿浓缩机；35—尾矿排放场

nia磨蚀指数”表示的磨蚀度为0.51，这就预示着使用常规磨矿方法电费和介质费都很高。

介质适应性

做为一项使用自磨矿方法的初步研究，1.5吨粒度为50—165毫米的Sawawin块矿被提供给美国密尔沃基市阿利斯·恰莫斯公司做介质适应性试验^[17]。试验指出，介质适应性勉强合格，有可能在自磨机中产生临界粒度积累现象，并且需要进行大规模试验工作。为满

速限制到75毫米/分钟，抛泥量达10%，但所得结果仍是令人鼓舞的。

除尾矿中的水损失以外，可以实现全部水循环利用，其结果是使新水耗用量减少到1.5米³/吨。总用水量为15米³/吨，这个数字有可能进一步降低。通过向循环水中加碳酸钠以及在浮选前加氯化钙^[16]，就能控制整个流程的钙离子含量。在絮凝阶段和粗选调浆槽中控制的钙离子浓度范围（用专门的离子电极来测定），分别为<5 ppmCa⁺⁺和5~51ppmCa⁺⁺。在Sawawin附近建立的半工业试验厂将试验对每个工艺阶段使用单独循环水系统的可能性，以便满足各不相同的需要和减少药剂耗量。据发现，控制精矿品位的主要因素是粗选阶段脂肪酸的用量（如表10所示），当在粗选段用药量从0.1公斤/吨增加到0.4公斤/吨时可使精矿硅石含量从5%降低到3%。

确定出的精矿品位和回收率之间的关系如下：

硅石含量(%)	5	3.5	2.8	2.5
铁回收率(%)	75	70	65	60

所有精矿的含磷量都小于0.05%。

自磨磨矿

经过几次试验证实，以“邦德球磨机功指数”表示的矿石硬度变化于18~20千瓦·时/吨，以“Pennsylvania磨蚀指数”表示的磨蚀度为0.51，这就预示着使用常规磨矿方法电费和介质费都很高。

表 10 美国矿山局半工业试验厂试验用药量和选别指标
(三聚磷酸钠用量0.17~0.19公斤/吨; 淀粉用量0.25公斤/吨)

操作期间	脂肪胺用量(公斤/吨)			精 选(%)		
	精 矿	精 选	再 精 选	Fe	SiO ₂	铁回收率
第一周	0.05	0.35	0.3	64.7	4.4	69.2
第二周	0.1	0.35	0.3~0.35	64.7	4.1	71.8
第三周	0.3~0.45	0.35	0.3	66.3	2.9	66.2

足取消全部介质的要求, 已提出使用一台破碎机与自磨机成闭路作业, 以代替半自磨方法。

在特隆海姆进行的自磨试验

由于从Sawawin 矿山采集大样困难而又花钱多, 因此决定把4吨粒度为-150毫米的小样送到威挪特隆海姆市挪威工艺学院M. Digre 教授那里, 在一台直径0.7×1.0米磨机中做磨矿试验^[18]。如同对后来送往Houghton市的矿样一样, 相当精心地制备出一个与预计的矿山粗破碎机产品粒度组成相同的矿样。预期从这些试验中根据下述两个方面所得数据来证明进一步进行大规模试验是正确的。

- 1) 临界粒子积累问题的严重程度;
- 2) 一段磨矿时功耗与产品粒度关系。

在第一次试验中, 磨机与一台孔缝为1毫米的转筒筛和一台分离粒度约为25微米的旋流器成闭路操作。出现了“临界粒度”物料的积累问题。据估计达到平衡状态以后, 在功耗为50千瓦·时/吨情况下, 将能得到粒度为90%-25微米的产品。这一指标是不能接受的。

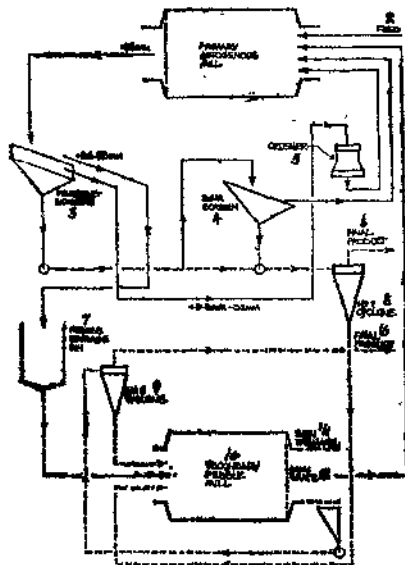


图 9 推荐的自磨流程

- 1—第一段自磨机; 2—给矿; 3—振动筛;
4—DSM筛; 5—破碎机; 6—最终产品;
7—砾石缓冲矿仓; 8—No.1旋流器; 9—
No.2旋流器; 10—第二段砾磨机; 11—2毫米圆筒筛; 12—6毫米格子板

在第二次试验中, 磨机排矿格板上开有50毫米大小的“砾石窗”。粒度为+15-50毫米的砾石被破碎到10毫米, 然后和转筒筛筛上物和旋流器沉砂一起返回磨机。在功耗为20—50千瓦·时/吨情况下, 得到了一个粒度为55—60%-25微米的产品。对磨机内容物的检查表明, 可得到足以合格的砾石来把这一产品磨到80—85%-25微米。尽管如此, 还是又把砾石样提供给瑞典的波立登公司和奥托昆普公司做砾石磨损对比试验。令人鼓舞的是, 所指出的砾石耗量很低, 数字为2—5公斤/千瓦·时。

在Houghton市进行的自磨试验

由于前已报导的成功, 一个54吨矿样被提供给美国Houghton 市密执安工艺大学, 使用一台直径1.8×0.6米瀑落式自磨机和一台直径0.9×1.5米砾磨机进行试验。第一段自磨机排矿格板开有70毫米大小的砾石窗, 并与筛子和破碎机成闭路操作。10~32毫米粒级被破碎到-10毫米然后返回。从40—65毫米粒级物料中挑选出砾石, 多余的物料也加以破碎并返回之。粒度为2—10毫米物料被直接返回, 而-2毫米物料则构成砾磨机的给矿, 砾磨机与一台旋流器成闭路操作。试验结果被归纳在表

11中,指出了每吨输入功率的增加对砾磨机产品指标的影响。这些试验证实了砾石耗量很低;并且指出,两段磨矿可以获得一个80%—25微米的磨矿产品,总功耗大约为30千瓦·时/吨。

由于第一段自磨机产品中合格物料的数量很大,因此提出要把这些合格物料用旋流器分级出来(如图9所示)。同时,对采用一段磨矿的可能性也要用5吨/时规模的半工业试验厂重新进行研究。

表 11 在密执安工艺大学进行的自磨试验结果

试 验 编 号	8	9	10	11	12
第一段自磨矿					
给矿量(公斤/时)	544	586	581	587	567
功 耗(度/吨)	17.4	15.9	15.7	15.8	18.2
产品粒度(%—27微米)	48	未测	39	41	39
第二段砾磨					
给矿量(公斤/时)	560	604	400	416	301
功 耗(度/吨)	10.7	10.7	14.2	15.0	21.4
产品粒度(%—27微米)	74.7	85.5	86.2	78.4	84.1
总功耗(度/吨)	28.1	26.3	29.9	30.8	37.6

结 语

wadi Sawawin矿床的极细粒非磁性铁矿石,受到了包括磁选、重选和泡沫浮选在内的几种选矿方法处理,并进行了技术经济评价。

使用三聚磷酸钠分散剂选择性絮凝—脱泥方法,然后使用钙活化阴离子浮选硅石,选出了硅石含量小于5%、铁回收率高于75%的铁精矿。这一研究成果建立了开发利用该铁矿床的可能性。开发利用的经济效益严重依赖于高循环水利用率和自磨矿的应用。这两个因素的影响已得到小型连续试验结果的完全证实。

因此,一个额定能力为5吨/时的半工业试验厂将在红海岸的Al Muwaylih附近建立起来,用以验证上述试验结果并研究下列因素:

1. 该矿床矿石性质变化对自磨矿和絮凝、浮选过程的影响;
2. 循环用水系统的设计;
3. 自磨矿和絮凝—浮选流程组合的最佳化;
4. 设备结构参数。

参 考 文 献

- [1] Colombo U. P. et al
"Fluorides reduction of hematite by Montecatini" Journal of Metals, Dec 1985
- [2] Jacobs U, Papacek u, Brennoeke K
"Flotation of iron ores" Proceeding of Iron ore symposium, University of Lulea, Sweden, February 1978.
- [3] Villar J. W., Dawe., G. A.
"The Tilden mine—a new processing technique for iron ores" Mining Congress Journal, October 1965.
- [4] Frommer D. W. "Iron ore flotation—1969" Journal of American oil chemists Society, Vol 47 No. 6. 1968, pp 189—912

- [5] Parks G. A., de Bruyn P. L. "The zero point of charge of oxides" *Journal of Physical Chemistry*, Vol 66, June 1962 pp 967—973.
- [6] Bunge F. H. et al
"Developments and realisations in the flotation of iron ores in North America", *Proceedings 12th International Mineral Processing Congress Sao Paulo, Brazil, August 1977.*
- [7] Frommer D. W. et al, US Patent 3292780, December 20, 1966.
- [8] Frommer D. W. "USBM—CCI cooperative research on flotation of nonmagnetic taconites of Marquette Range". *Blast Furnace and Steel Plant*, May 1969, p380.
- [9] Frommer D. W. "Preparation of non-magnetic taconites for flotation by selective flocculation". *Paper D9 8th International Mineral Processing Congress Leningrad 1968.*
- [10] Read A. D. "Selective flocculation separations involving hematite" *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section C*, Vol 79, 1970, ppC23—C33
- [11] Friend J. P., Iskra J., Kitchener J. A. "Cleaning a selectively flocculated mineral slurry", *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section C*, Vol 82, p235.
- [12] Lien H. O., Morrow J. G. "Beneficiation of lean iron ores solely by selective flocculation and desliming" *Bulletin of the Canadian Institution of Mining and Metallurgy (CIM)* October 1978, p109.
- [13] Balajee S. R., Iwasaki I. "Absorption mechanism of starches in flotation and flocculation of iron ores" *Transaction of Society of Mining Engineers (SME/AIME)*, Vol 244, Dec. 1964, p401.
- [14] Heerema R. o., Iwasaki I. "Complexation of calcium ions in the selective flocculation of iron ores". *Annual Meeting of AIME, New Orleans, Feb 1979.*
- [15] Iwasaki I et al. "Effect of calcium and magnesium ions on selective desliming and cationic flotation of quartz from iron ores"
Fine Particle Processing, Vol 2, Ed. P Somasundaran AIME, New York 1980.
- [16] Frommer D. W. "Aspects of water reuse in experimental flotation of nonmagnetic taconites". *Transactions of the Society of Mining Engineers (SME/AIME)* Vol 247, Dec. 1970, p281.
- [17] Rowland C. A., Kjos D. H. "Autogenous and semiautogenous mill selection and design", *Annual Meeting of the AIME Acapulco Mexico, Sept, 1974.*
- [18] Digre M. "Autogenous grinding testing and scale-up" *Paper F5 Autogenous Grinding Seminar, Trondheim, May 1979.*

(程绍良译 李广斌、名岩校)

回填料氧化危险性的评价

F • Rosenblum等

(加拿大魁北克省Pointe Clare诺兰达研究中心)*

提 要

硫化物的自然氧化在采矿、回填、精矿装运时能引起周围氧气的消耗和产生热及有毒气体。现在已经进入了实验室实验以评价这一潜在的危险。这方法是在接近室温下，对控制在标准大气状态的隔绝容器中的1公斤的试样进行自热率的测定，与此同时也控制氧气的消耗，在对大量矿山的试样进行试验的结果的基础上，提出危险性评价指标，此指标把硫化物回填的自热率与已知的或预计的地下状况联系了起来。

前 言

近三十年来，在回采作业中利用已分级的选矿尾矿进行回填的工艺不断地增加，目前已

*Center de Recherche Noranda, Pointe claire, Quebec, Canada

**Noranda Mines Limited, Toronto, Canada

成为普遍作法。用水泥添加剂来固结回填物亦被完全确认，并早在六十年代制定出更有效的采矿法，例如机械化分层充填采矿法。

然而，在回填时使用硫化物尾矿产生了铁的硫化物，特别是磁黄铁矿趋于较快地自然氧化并产生热的问题。在回填采矿或其附近氧气的缺乏是不罕见的，结果造成灾祸，由磁黄铁矿回填物产生的热和 SO_2 的评价正如在加拿大魁北克西北部早期铜锌生产者所属一家 Poirier 矿山一样一直成问题。在矿仓温度上升，在尾矿坝贮存的面上尾矿明显氧化。

在其他方面，磁黄铁的氧化及其伴随的胶结作用，把少量的添加剂加入较粗的充填体中，就可使适量的气体进入。在诺兰达的 Horne 矿山（魁北克）把 3% 的含 55~60% 磁黄铁矿尾矿添加到成粒的和倾卸反射炉渣里足以在数周内形成满意的固结，这种类型的回填从 1939 年到 1976 年采完都成功地被运用，虽然大量的热 300,000 百万焦耳/天（超过 300 百万 Btu/天）* 必然靠通风来排除^[1]，这与 5 吨/天油的热值相等。在分层充填采矿场，约 2 千吨的连续叠层热度上升不会快得足以阻止下一分层的矿石开采，而含有约 10 万吨充填物的大露天采场需要 1 至 2 年才能冷却到足以允许在其上面工作。充填物和硫化物粉尘的爆炸的热是 Horne 矿山着火的主要原因^[2]，在 1949~1963 年的七次火灾都被认为是回填产生的热引起的。

早在二十世纪五十年代在英国哥伦比亚金伯利科明科（Cominco）的沙利文（sullivan）矿，相当长的一段时间采用一种类似的回填形式，5% 的磁黄铁矿尾矿加到重介质选别的废轻产品中得到一种团结得很好，但产生热、 SO_2 和酸性污水以及在充填采场引起缺氧的充填物质。

在新布伦斯威克巴瑟斯特的布伦斯威克矿冶公司的 No. 12 矿，用黄铁矿废石进行的充填尝试导致了几年的快速氧化才趋平静。必须采取大量的措施把燃烧的废石与其余的矿隔绝，并安全地将 SO_2 排出地表。

破碎的矿和深度碎裂矿或多孔的矿在有水的情况下通过硫化物自氧化亦能在适当位置进行自热。鲁卡斯齐夫斯基^[4]已经论述过程导致产生炽热矿的硫化物氧化的化学过程和各种机理。元素硫的相当低的着火温度，磁黄铁矿自然氧化的产物及硝铵燃料油炸药与硫化物的反应被作为是澳大利亚芒特艾萨矿的 500 个铜矿体炽热矿存在因素。古德^[5]亦发现天然存在的单质硫由磁黄铁矿自热触发的燃烧能促使沙利文矿的某些部份爆下的矿石起火，他规定了引起预热到 200℃ 的矿样着火的临界硫值。在沙利文矿开采热矿的历史和问题已被详述过^[6,7]。利特曼^[8]提供了用木材或其他有机物发火常导致火灾的许多矿山中硫化矿氧化的许多例子。最近的一份报告^[9]介绍了西德梅根（Meggen）矿一台装在地下通过通风的空气除去 100ppm SO_2 的碱性擦洗机，这个铅锌矿含 67% 的黄铁矿。

精矿在贮存和装运时的自热和发火是由于硫化物的自然氧化产生的潜在危险的进一步体现，磁黄铁矿活性物的作用在这方而也已强调^[10]。

1976 年诺兰达研究中心开始研究在控制条件下测定硫化物自热率的方法，最终的目的是通过井下实际回填过程的相互关系来确定硫化物的活性尺度，用以评价可能的回填物料的适用性。为测定自热速率（自然温度升高率）和同时为测定氧气消耗率而设计的装置先前已叙述过了^[11]。诺兰达 Group 选矿厂的尾矿的测定结果指出在实验室里测定的自热率是有意义的，并且提出了暂行的回填危险性评价指标^[11]。目前的论文报道了在回填物或从某 15 个矿

*1 Btu=252 卡