

第十四届国际选矿会议文集

(第 三 卷)

国外金属矿选矿编辑部

一九八四年

编 者 的 话

《第十四届国际选矿会议论文集》是根据1982年10月于加拿大多伦多市召开的第十四届国际选矿会议发行的英文版文集而译出出版的，全集共分七册出版。该文集涉及内容广泛，从各个方面反映了近年来国际选矿领域的重大技术能展，值得我国选矿界参考和学习。

《国外金属矿选矿》编辑部组织国内有关专家、学者译出这样大工作量的会议全集是在我国选矿史上的初次尝试。全集出版得到一些单位赞助，在此谨向有关单位和同志表示谢意，由于我们水平有限，书中错误和不妥之处难免，敬请指正。全集由郑飞主编统一校对。

第三卷 浮 选

目 录

- 一、加拿大国际镍公司萨德贝里地区矿石黄铜矿与镍黄铁矿的分选
The separation of Chalcopyrite and pentlandite from Inco Metal's
Sudbury Area Ores, G.E. Agar et al [加拿大]..... (1)
- 二、维利·蒙特根公司的一座新铅锌浮选厂的生产经验
Operating experience at a new lead zinc flotation plant of the
Vieille-Montagne Co., F. Mellberg [瑞典] (12)
- 三、复合铜-铅-锌矿石选矿工艺的制计—实验室与半工业试验厂试验
Process development for complex copper-lead-zinc Ores lab. and
pilot plant Studies S.M. Bulatovic et al [加拿大] (26)
- 四、洛埃肯矿石的浮选
Flotation of Loekken ore, Harald Eise [挪威] (46)
- 五、用浮选法降低黄铁矿中砷含量的可能性
Possibility of arsenic content reduction in pyrite concentrate by
flotation concentration process, D. Draskic et al [南斯拉夫]..... (53)
- 六、一种浮选帕斯山稀土矿石可供选用的药剂制度
An alternative reagent scheme for the flotation of Mountain Pass rare
earth ore D.W. Fuerstenau et al [美国] (59)
- 七、锡石浮选实践
Practical aspects of cassiterite flotation D.A. Bullock [南非] (67)
- 八、矿粒在浮选中的分散和选择性絮凝
Dispersion and selective flocculation of mineral particles in flotation
O. S. Bogdanov [苏联] (78)
- 九、浮选石英和赤铁矿过程中高聚物与表面活性剂的相互作用
Polymer-Surfactant interaction in the flotation of quartz and hematite
P. Somasundaran et al [美国] (84)
- 十、气溶浮选分离超细粒的应用
Applicability of air dissolved flotation for separation of ultrafine
mineral particle Junzo Shimoiizaka et al [日本] (92)
- 十一、钽矿物的浮选
The flotation of tantalum minerals B.O. Burt et al [加拿大] (99)
- 十二、用浮选柱浮选二次回采的铅-锌矿石
Flotation of secondary mined lead-Zinc ores V.P. Nebera et al /

〔苏联〕	(110)
十三、应用工艺数模由单槽试验预测浮选厂成绩—泡沫构造的影响	
Prediction of flotation plant performance from batch tests using process models: effects of froth structure G.W. Cutting et al 〔英国〕 ...	(117)
十四、论浮选过程中的流体动力学效应	
On the influence of the hydrodynamics in flotation processes H.Schubert et al 〔民主德国〕	(131)
十五、方铅矿和闪锌矿混合浮选回路的浮选动力学研究	
Study of the kinetics of flotation in a bulk flotation circuit for galena and sphalerite K.S.E. Forssbergetal 〔瑞典〕	(141)
十六、硫化矿石浮选中浮选药剂的工艺表征	
The engineering charactererization of flotation reagent behavior in sulphide ore flotation R. Kimpel et al 〔美国〕	(152)
十七、渥德劳矿石选矿过程的改进和控制	
Process development and control at Woodlawn Mine C. J. Burns et al 〔澳大利亚〕	(162)
十八、用混合浮选法选别块状黄铁矿型细粒浸染的复杂硫化矿石	
Bulk flotation as an alternative to the benef. of very fine diss- eminated complex sulphide ores in a massive pyrite matrix M. Ma Cavanna et al 〔西班牙〕	(169)
十九、佛罗里白云石磷酸盐矿物的选矿	
Beneficiation of dolomitic Florida phosphate reserves J. E. Lawver et. al 〔美国〕	(180)
二十、浮选柱在加斯佩选矿厂的使用	
Column flotation at mines Caspe, Vernon L.Coffin 〔加拿大〕	(195)
二十一、黑乌钴铜矿流程的制定	
Concentrator flowsheet development for Blackbird cobalt- copper ore G.A. Mitchell et al 〔美国〕	(203)
二十二、加拿大魁北克省尼奥贝克矿选矿厂生产 pH 值的控制	
pH control plant practice performance at Niobec Mine Quebec, Canada Rudy Biss et al 〔加拿大〕	(213)
二十三、黑钨矿矿泥的浮选实践和工艺革新 胡为柏 〔中国〕 (略)	

加拿大国际镍公司(INCO METALS')

萨德贝里地区矿石黄铜矿

与镍黄铁矿的分选

G. E. Agar, W. B. Kipkie和P. F. Wells

(加拿大国际金属公司J. 罗依·戈登研究实验室)*

提 要

本文叙述的目的在于改善从铜-镍混合精矿中分离黄铜矿与镍黄铁矿选择性的实验室试验。目前, 国际镍公司铜崖(Copper Cliff)选厂生产中就是采用这种工艺。

本试验对影响分选有关的化学因素作了考查。这些因素是黄药浓度、矿浆温度、氰化钠添加量和石灰浓度。试验表明, 黄药浓度是影响分选过程最重要的因素, 而浓度高, 特别是未加氰化钠时, 会降低分离的选择性。本文叙述了降低黄药浓度的方法。试验发现, 矿浆充空气氧化对良好的分选特别有利。同时镍黄铁矿与磁黄铁矿也因而得以分选。

发现氰化钠对镍黄铁矿和磁黄铁矿会产生永久的抑制, 但对黄铜矿只是暂时起抑制作用。设计浮选流程时, 黄铜矿这一暂时的抑制特性应加以考虑。

分离浮选实验室开路试验的最佳的结果为: 混合精矿给料含11.7% Cu, 11.4% Ni, 35.5% Fe, 选得一个铜精矿含30.4% Cu, 0.67% Ni, 29.6% Fe, 铜回收率96.2%, 镍回收率2.2%; 一个高品位镍精矿含0.09% Cu, 30.5% Ni, 28.5% Fe; 及一个低品位镍精矿含13.6% Cu, 4.28% Ni, 50.1% Fe。这个低品位镍精矿几乎含有占给料中90%的磁黄铁矿。

前 言

国际镍公司所属萨德贝里矿山的弗路德-斯托比(Frood-stobie)选厂和克拉贝尔(Clarabelle)选厂⁽¹⁾生产铜-镍混合浮选精矿。这些精矿用管道输送到铜崖选厂, 并在这选厂中把黄铜矿从镍黄铁矿和磁黄铁矿中分选出来(图1)。分选的方法是采用高碱度(石灰)与氰化钠抑制磁黄铁矿和镍黄铁矿, 同时在精选段矿浆加热到35℃左右。这一方法在日本的Besshi选厂⁽²⁾也用来处理从Giant Mascot矿山来的混合精矿。另有一些选厂如国际镍公司的汤姆逊选厂⁽³⁾和奥托昆普(Outokumpu)的科他拉提(Kotalahti)选厂^(4,5)用石灰和糊精进行分选。苏联在诺里尔斯克的生产实践中使用石灰, 并接着进行矿浆的浓密以除去过量的捕收剂。最近他们采用高温搅拌矿浆(充蒸汽)以提高捕收剂的解吸效果⁽⁶⁾。

本文叙述实验室试验工作, 考查影响铜-镍分选过程的因素及其改善的方法。本试验是对现厂分离浮选的给料(经过精选的混合精矿, 约含11% Cu和11% Ni)进行的工作。

* J. Roy Gordon Research Laboratory, INCO Metal Company

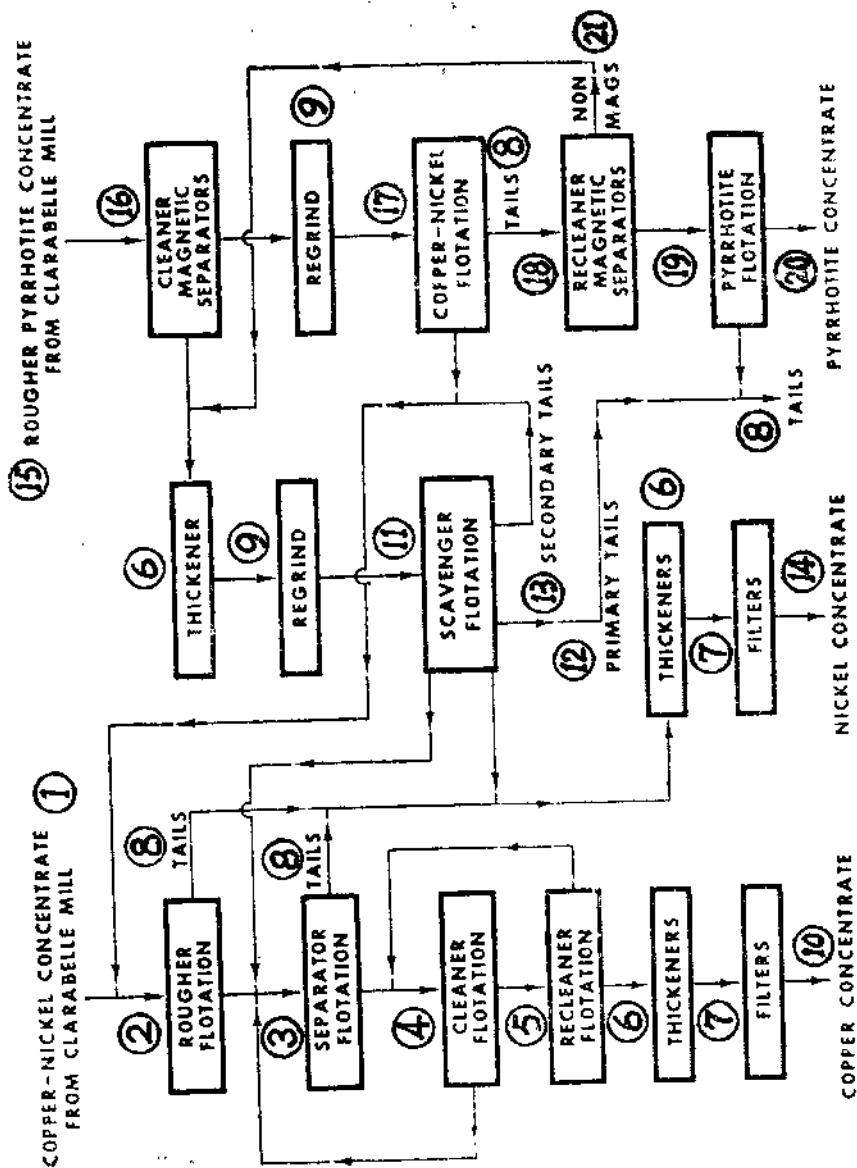


图1 铜镍选厂克拉贝尔回路选矿原则流程

1—从克拉贝尔选厂的铜-镍精矿；2—分离浮选；3—再精选；4—精选；5—再精选；6—浓密机；7—过滤机；8—尾矿；9—再磨；10—铜精矿；11—扫选；12—一扫尾矿；13—二扫尾矿；14—二扫尾矿；15—来自克拉贝尔选厂的粗选磁黄铁矿精矿；16—磁选机精选；17—铜-镍精矿；18—磁选机再精选；19—磁黄铁矿浮选；20—磁黄铁矿精矿；21—非磁性产品

矿物的优先分选取决于这些矿物在浮选速率和最大回收率方面的差异。因此,经药剂作用过的硫化物和亲水的脉石矿物在可浮性方面的固有差异通常会导致高度的选择性分离。在被分离矿物的浮选速率很相近时,要用抑制剂或调整剂如 NaCN、NaSH、pH 调整剂和树脂等以造成足够的差异来实现分离。各种矿物对捕收剂作用的适应性也是优先分选的基础。

就铜崖选厂分离浮选的给料来说(见图 1),在高石灰用量的条件下,浮选的选择性取决于矿物表面原来吸附的戊基黄药量。在没有简单的方法可以测定黄药吸附量的情况下,测定这个量的相对方法,能用溶液中黄药的浓度来推算,溶液中黄药大于 1 微摩尔/升时,这个量是容易测出的。这可由图 2 和 3 说明。图 2 与 3 表示,在溶液中两种黄药浓度条件下,黄铜矿、镍黄铁矿和磁黄铁矿的回收率与浮选时间的关系。在较高的黄原酸离子浓度条件下,镍黄铁矿浮选速度快,回收率几乎达到 75%;而在较低的黄原酸离子浓度时,镍黄铁矿浮选速度慢,回收率只有 25% 左右。黄铜矿浮选也受黄药浓度的影响,但即使在低浓度时,浮选 10 分钟后其回收率也达 100%。这些图还表明,磁黄铁矿浮选速度随着黄药浓度的降低而降低。

图 4 进一步说明了黄药的影响。图 4 中的曲线是以 Cl_4^* (分选效率系数) 对第一次精

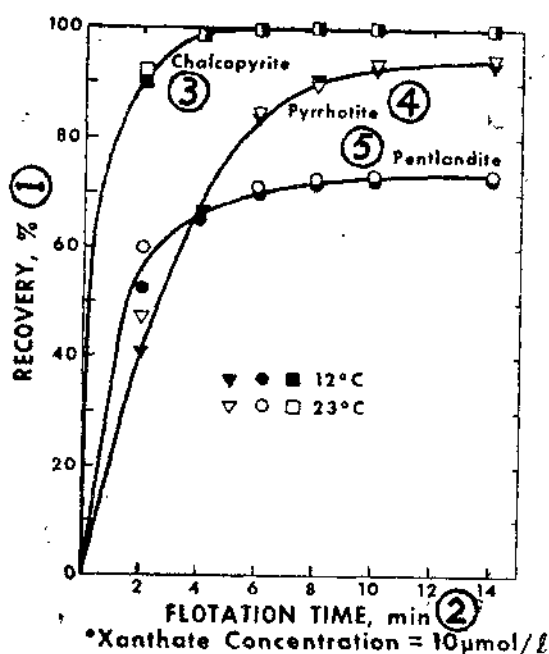


图 2 在高黄药浓度下浮选回收率与浮选时间的关系
1—回收率, %; 2—浮选时间, 分; 3—黄铜矿;
4—磁黄铁矿; 5—镍黄铁矿; 6—黄药浓度, 10 微
摩尔/升

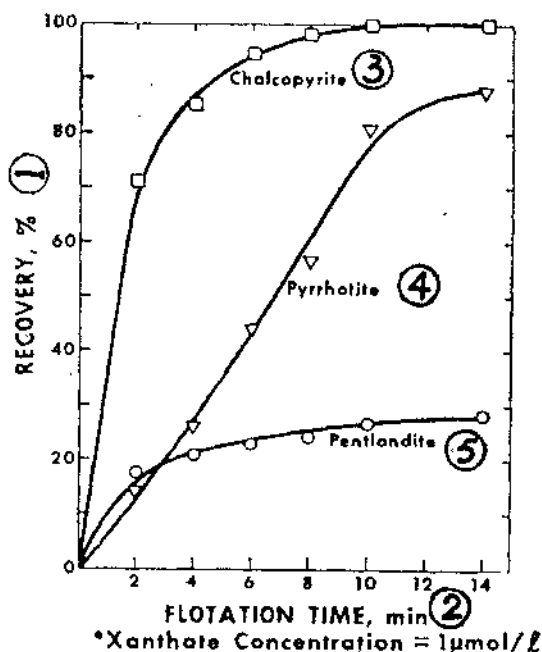


图 3 在低黄药浓度下浮选回收率与浮选时间的关系
1—回收率, %; 2—浮选时间, 分; 3—黄铜矿;
4—磁黄铁矿; 5—镍黄铁矿; 6—黄药浓度, 1 微
摩尔/升

* Cl_4 是分选效率系数, 它与铜精矿中铜的回收率和精矿品位的数值有关, 可用下式表示:

$$Cl_4 = \frac{A - 4B}{C}$$

A—铜精矿中的铜金属量
B—铜精矿中的镍金属量
C—给矿中的铜金属量

选末端溶液中测定的黄药浓度作成的。这些结果是由一个一次粗选和两次精选所组成的流程获得的。在添加石灰前，将戊基钾黄药（KAX）加入分离浮选给矿中，并且没有使用氰化钠来强化对镍黄铁矿和磁黄铁矿的抑制。

由图 4 可见，C14 随着黄药浓度的增加而急剧下降，当溶液中黄药浓度小于 1 微摩尔/升时，分选最好（C14 为 +0.80）；当黄药浓度为 10 时，实际上没有分选（C14 为 -0.80），即使使用氰化钠时，黄药浓度对 C14 也有影响，但影响的程度大大减轻了（图 5）。

显然，黄药浓度是矿物分选的一个很重要的因素，而且溶液中黄药浓度减少到小于 10^{-4} 摩尔/升时，分选得到改善。

石灰、氰化钠和温度对选择性的影响

在铜-镍分选过程中通常调节的因素是溶液中的石灰浓度、氰化钠添加量和矿浆温度。

矿浆中高石灰浓度的作用是降低矿物表面黄药吸附的数量。

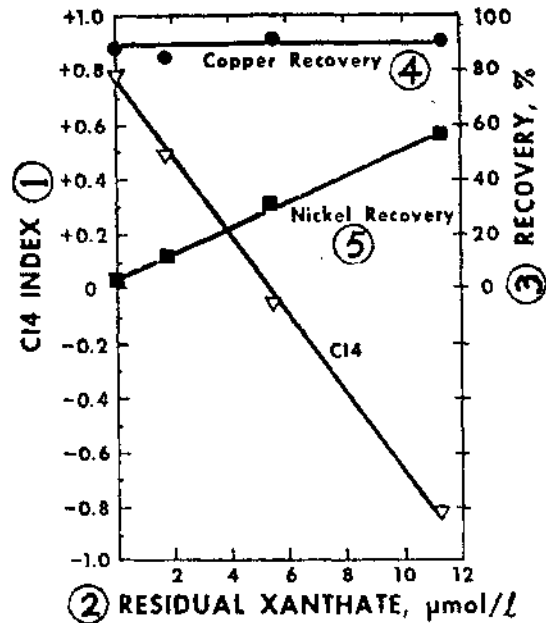


图 4 分选效率系数与剩余黄药浓度的关系(不加氰化钠)

1—分选效率系数；2—剩余黄药，微摩尔/升；3—回收率，%；4—铜回收率；5—镍回收率

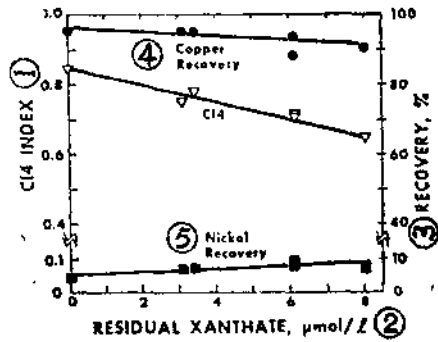


图 5 铜-镍分选与剩余黄药浓度的关系(加氰化钠)

1—分选效率系数；2—剩余黄药，微摩尔/升；3—回收率，%；4—铜回收率

石灰对铜-镍混合精矿的影响如图 6 所示，添加石灰引起黄药从矿物表面解吸，从而使溶液中黄药浓度提高。溶液中黄药的浓度与浮选溶液中石灰浓度呈线性关系。

由图 6 和表 1 可见，黄药的解吸主要影响镍黄铁矿的浮选。

值得注意的是，在高石灰浓度下，黄药的解吸取决于矿浆的氧化状态。如果矿浆含氧不

表 1 石灰浓度对溶液中黄药浓度和浮选回收率的影响

石灰浓度(克/公斤)*	剩余黄药浓度(微摩尔/升)	粗 选 尾 矿 的 分 布 率 (%)		
		黄 铜 矿	镍 黄 铁 矿	磁 黄 铁 矿
0.2	1.5	0.1	0.3	0.8
0.38	2.2	0.3	1.4	7.3
0.87	4.8	0.1	14.5	3.8
0.99	4.5	0.2	19.5	4.0
1.04	4.8	0.1	22.0	4.5
1.23	5.3	0.1	31.6	4.8
1.49	6.8	0.1	21.1	5.9

*石灰浓度以每公斤溶液中的石灰克数表示

足, 就会看到比上表所列数据高得多的溶解了的黄药浓度; 但是把氧引入矿浆中, 引起黄药的再吸附几乎是瞬时的。列于表中的剩余黄药数值, 是在氧饱和溶液中的平衡数值。

氰化钠已在许多分离浮选方面成功地使用, 在铜崖选厂也用了多年。在高石灰浓度即在石灰饱和的情况下, 黄药浓度高时, 氰化钠的作用是改善 CI₄; 然而, 黄药浓度低时, 氰化钠的作用很小或可以忽略不计。

图 7 中的数据再一次强调剩余黄药浓度的重要性。在黄药浓度低时, CI₄ 达到最高水平; 当剩余黄药浓度高时 (5.9 微摩尔/升), 添加氰化物能使分选得到改善, 但分选效率系数不能提高到如以前没有剩余黄药时一样高的水平。这种现象在这些试验完成后曾多次观察到它, 这是十分重要的, 因为它为改善铜-镍分选而作的试验工作提供了论据。

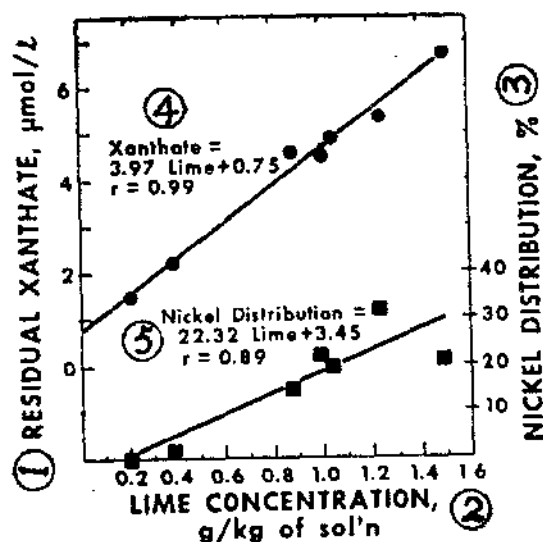


图 6 石灰浓度对粗选尾矿中镍分布率和在机选末端剩

余黄药度的影响

1—剩余黄药, 微摩尔/升; 2—石灰浓度, 克/公斤溶液; 3—镍分布率, %; 4—黄药 = 3.97石灰 + 0.75; 5—镍分布率 = 22.32石灰 + 3.45

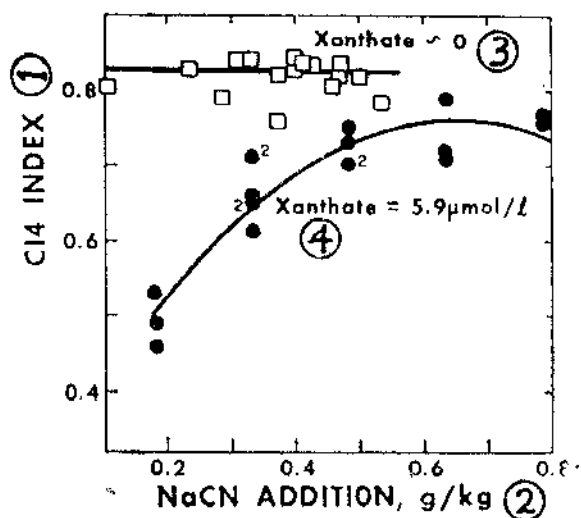


图7 氰化钠对铜镍分离选择性的影响

1—分选效率系数；2—氰化钠添加量，克/公斤；
3—黄药趋于零；4—黄药为5.9微摩尔/升

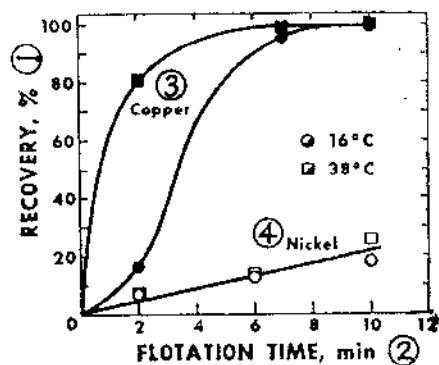


图8 在不同温度下铜和镍的浮选回收率与浮选时间的关系

1—回收率，%；2—浮选时间，分；3—铜；4—镍

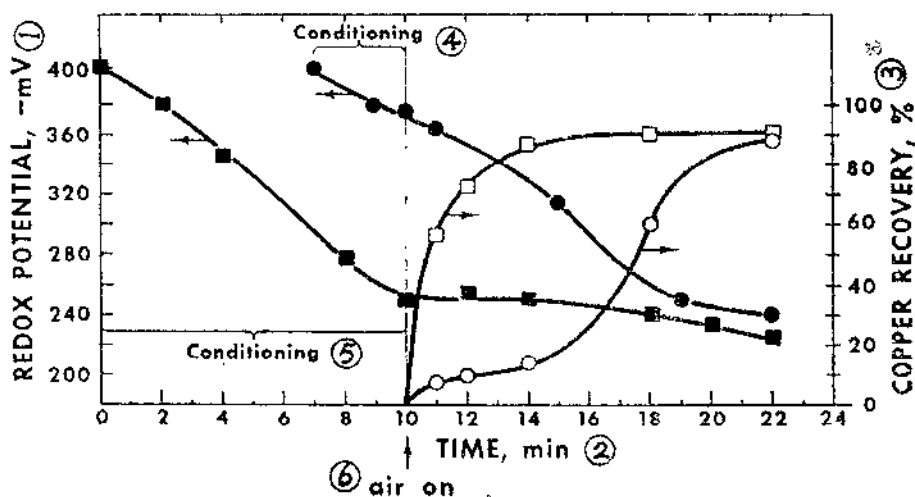


图9 在第一次精选中的氧化还原电位和铜回收率

1—氧化还原电位，-毫伏；2—时间，分；3—铜回收率，%；4，5—搅拌；6—空气

在铜-镍分离浮选中，氰化物的抑制作用主要对镍黄铁矿和磁黄铁矿有效，而对黄铜矿的作用是开始有抑制作用，但黄铜矿的可浮性从最初的抑制状态恢复得相当快，因而有可能得到较高的回收率。镍黄铁矿和磁黄铁矿与黄铜矿的性质大不相同，它们永久被氰化物所抑制。黄铜矿的暂时抑制现象，在铜崖选厂可经常观察到，加入氰化物后，在最初几个浮选槽中现出一种黑色泥浆状的泡沫——“氰化物泡沫”，但在后面的浮选槽中黄铜矿最后显然以典型的浅绿色黄铜矿泡沫上浮。这种现象如图8所示。图8中的曲线是铜和镍试验室分批粗选试

验的回收率与浮选时间的关系。氰化物在浮选前3分钟加入，试验中可以看到，在低温条件下，黄铜矿被抑制约两分钟，两分钟后它的浮选速率显著地增加；在38℃的温度下浮选，黄铜矿的这一暂时抑制现象实际上消除了。这实际上就是铜崖选厂精选和再精选阶段所采取的措施。显然，如果温度不能保持在高水平或浮选时间不足，由于分离浮选选择性的降低，将使黄铜矿损失在分离浮选尾矿中。

过去几年的试验室工作证实，采用高温以得到令人满意的选矿结果不是绝对必要的。增加温度可以改善分选结果。只要在浮选前在有空气存在的条件下简单地搅拌矿浆，同样也能达到这种结果（见图9）。由图9还可以看到浮选回收率似乎与矿浆的氧化还原电位有关。由图9可见，黄铜矿高的浮选速率与-260mv的电位是相吻合的。就10分钟搅拌试验来说，由于氰化物的添加，最初矿浆处于很低的氧化还原电位（约-400mv），但在搅拌10分钟后电位增到-260mv。对3分钟的搅拌试验来说，最初浮选速率是缓慢的，但在浮选过程中电位增到-260mv时就急剧地增加。图10进一步说明了这种关系，该图是由许多试验数据作成的。显然，如果在一个连续生产的选厂中采用搅拌作业，而在氰化物添加后检测氧化还原电位该是一个有利的控制因素。

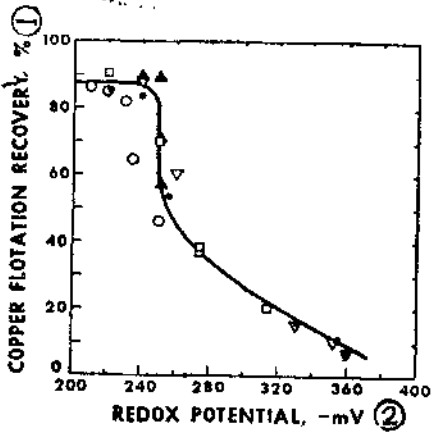


图10 在第一次精选中铜的浮选回收率与氧化还原电位的关系

1—铜浮选回收率，%；2—氧化还原电位，-mv
 ○—0.15克/公斤NaCN
 □—0.30克/公斤NaCN
 ●—0.45克/公斤NaCN
 ▽—0.45克/公斤NaCN
 ▲—0.45克/公斤NaCN搅拌10分钟

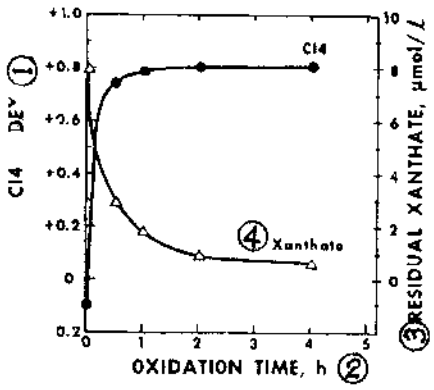


图11 氧化对黄药浓度和铜-镍分选选择性的影响(无NaCN)

1—分选效率系数；2—氧化时间，分；3—剩余黄药，微摩尔/升；4—黄药

降低黄药浓度的方法

如上节所述，在加入氰化钠之前，如果矿物表面黄药吸附少（溶液中黄药的量很少），则可获得比黄药吸附多时较好的选择性（Cl4）。

业已发现，在搅拌槽或空气搅拌槽中对石灰饱和的矿浆简单地用空气氧化，就可以把较高的黄药浓度降低。图11表示第一次精选末端在不同的氧化时间后，溶液中黄药浓度降低的情况。在这种情况下进行粗选，并接着氧化，然后不加氰化钠经三段精选。由于镍黄铁矿被

抑制，而随着黄药浓度的下降，分离浮选的选择性得到改善。

类似的方法已在生产上用于分选黄铜矿和黄铁矿〔7,8〕，虽然并没有把石灰充气的作用特别与黄药的破坏联系起来。

把化学氧化剂如次氯酸钠或过氧化氢加到粗精矿中，得到了与充气很相似的结果。次氯酸钠添加的四个浓度对选择性(CI4)和溶液中剩余黄药浓度的影响，如图12所示。正如充气的情况一样，黄药浓度下降，CI4得到显著的改善(图13)。

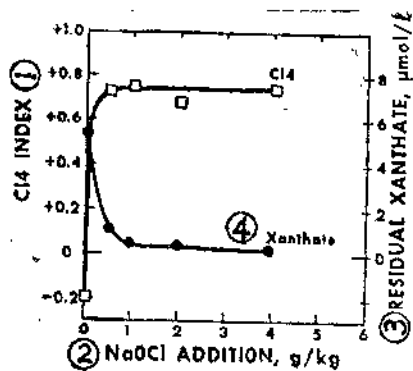


图12 次氯酸钠(NaOCl)对铜-镍分离的影响(无NaCN)

1—分选效率系数；2—次氯酸钠添加量，克/公斤；3—剩余黄药，微克/升；4—黄药

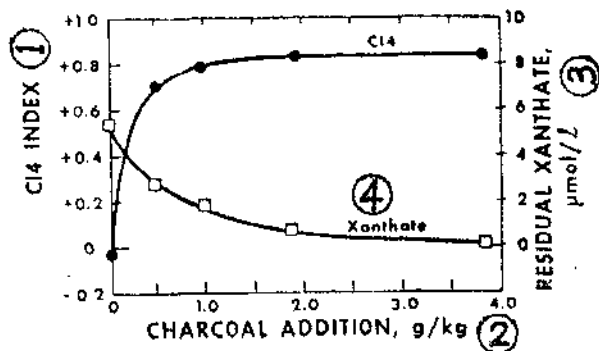


图13 活性炭添加量对分选效率系数的影响(无NaCN)

1—分选效率系数；2—活性炭添加量，克/公斤；3—剩余黄药，微摩尔/升；4—黄药

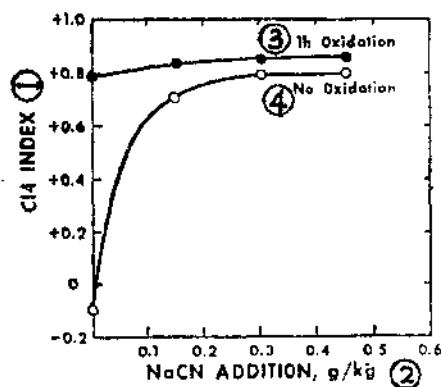


图14 氰化钠和氧化作用的影响

1—分选效率系数；2—氰化钠添加量，克/公斤；3—氧化1小时；4—未氧化

铜-镍分选采用氧化和加入氰化钠

将氰化钠加到第一次精选槽，消除黄药后，下一步自然是进行浮选试验。由于空气氧化(1小时)操作简单，且预见到操作费用低，已把它选作消除黄药的措施。这些试验的典型的一组结果如图14所示。这些结果类似于图7中的那些结果，并表明了黄药浓度低时(约1.8微摩尔/升)添加氰化钠对铜-镍分选的选择性并不敏感。然而，最重要的是，这些结果表明采

用氧化手段降低黄药浓度可达到改善选择性的目的。

在磁黄铁矿浮选时，单独使用氧化而不加氰化钠的方法可得到较高的铜-镍分选选择性（ CI_4 约为 0.8），但由于磁黄铁矿的上浮而得到一个品位较低的精矿（23%Cu）。未加氰化物的典型的选矿数据列于表 2。

表 2 未加氰化物的铜—镍分选结果

	品 位 (%)			分 布 率 (%)			
	Cu	Ni	Fe	重 量	Cu	Ni	Fe
铜精矿	23.3	0.95	36.7	45.0	94.2	5.0	56.3
第三次精选尾矿	5.88	4.82	43.3	10.0	4.4	4.7	12.3
第二次精选尾矿	2.05	16.5	35.7	6.8	1.0	10.8	6.8
第一次精选尾矿	0.15	31.3	30.6	24.0	0.3	72.7	20.8
粗选尾矿	0.28	13.4	25.0	5.3	0.1	6.9	3.8
原矿(计算的)	13.4	10.3	35.2				
	$CI_4=0.79$						

磁黄铁矿上浮不仅降低铜精矿品位，且因磁黄铁矿与镍黄铁矿致密共生，由于镍随着磁黄铁矿带入铜精矿而使选择性降低。

在第一次精选中加氰化钠，铜精矿品位得到提高，这是由于磁黄铁矿受抑制以及 CI_4 的提高，其结果如表 3 所列。

表 3 加氰化物的铜—镍分选结果

	品 位 (%)			分 布 率 (%)			
	Cu	Ni	Fe	重 量	Cu	Ni	Fe
铜精矿	31.7	0.78	29.6	41.3	93.5	3.2	34.5
第三次精选尾矿	12.9	7.49	30.1	4.3	4.1	3.2	3.7
第二次精选尾矿	4.2	13.8	36.0	5.9	1.8	8.0	6.0
第一次精选尾矿	0.18	18.2	42.7	42.9	0.6	76.8	51.7
粗选尾矿	0.22	15.8	25.9	5.6	0.1	8.7	4.1
原矿(计算的)	13.7	10.2	35.4				
	$CI_4=0.84$						

业已发现，用氰化钠抑制磁黄铁矿，当矿浆已被氧化时，磁黄铁矿排到尾矿中的数量增加（见图15）。这可能是氧化后单是由于磁黄铁矿表面吸附的黄药减少，强化了磁黄铁矿的抑制，从而提高了氰化钠抑制作用的灵敏性。在氰化钠增强磁黄铁矿抑制作用的同时，氧化作用抑制镍黄铁矿，但对黄铜矿的影响却可忽略不计。且已发现，氧化对于在还原条件下抑制的黄铜矿的浮选确实起到有益的作用，由此对分离浮选给矿中三种矿物的优先分选提供了依据，即采用氧化抑制镍黄铁矿，得到一个高品位镍精矿产品，接着添加氰化钠排除磁黄铁矿和所有残留的镍黄铁矿，浮选得高品位铜精矿，这样一个流程（图16）的典型结果如表 4 所列。

表4 高品位精矿产品(石灰0.9克/公斤,NaCN 0.45 克/公斤)

	品 位 (%)				分 布 率 (%)				
	Cu	Ni	Fe	P*	重 量	Cu	Ni	Fe	P*
铜精矿	30.4	0.67	29.6	3.6	37.0	96.2	2.2	30.8	5.1
高品位镍精矿	0.09	30.5	28.5	4.4	32.3	0.2	86.4		5.5
低品位镍精矿	1.36	4.28	50.1	76.4	30.7	3.5	11.5		89.5
原矿(计算的)	11.7	11.4		26.2					

C14=0.88

P*为磁黄铁矿。—译者

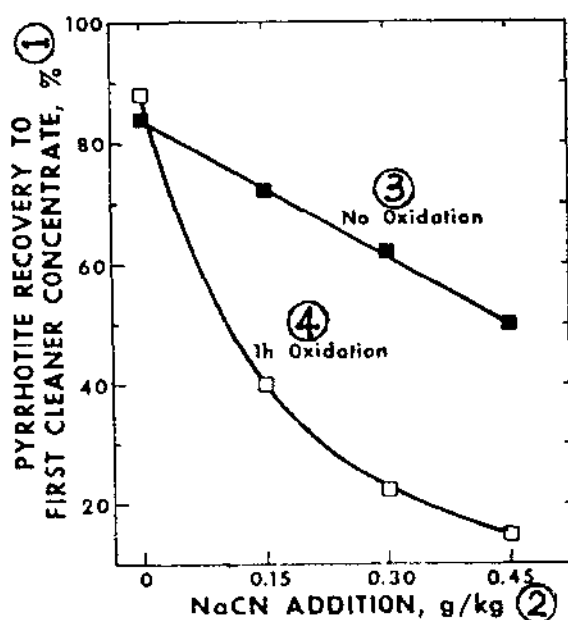


图15 氧化作用对加入氰化钠抑制磁黄铁矿的影响

1—第一次精选的磁黄铁矿的回收率, %; 2—氰化钠添加量, 克/公斤; 3—未氧化; 4—氧化1小时

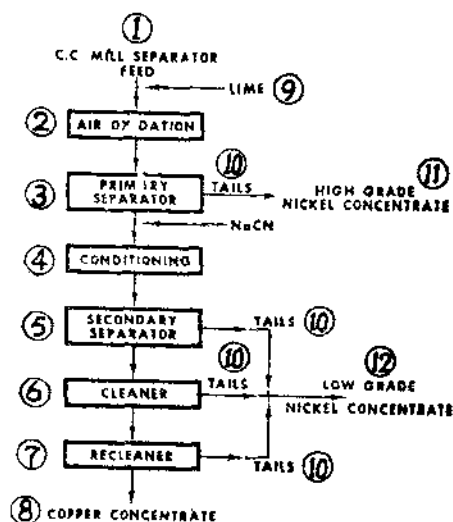


图16 生产高品位铜和镍产品的实验室流程

1—C铜崖选矿厂分离浮选给矿; 2—空气氧化; 3—第一次分选; 4—搅拌; 5—第二次分选; 6—精选; 7—再精选; 8—铜精矿; 9—石灰; 10—尾矿; 11—高品位镍精矿; 12—低品位镍精矿

由图17和18可见, 这些结果是在较高的石灰和氰化钠浓度下得到的。石灰和氰化钠添加量减少时, C14和铜精矿的铜品位均下降。同时也发现, 在试验范围内, 高品位镍精矿的品位和回收率同石灰浓度无关。

用表4中实验室开路试验数据作的连续回路(或闭路)的模拟试验^[9](其中精选和再精选尾矿直接返回前段回路)所得的结果如表5所列。

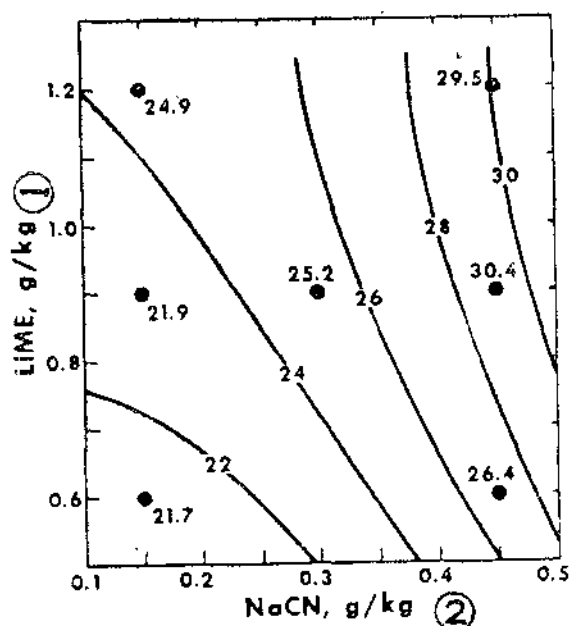


图17 石灰和氰化钠添加量(浓度)对铜精矿品位影响的影响曲线
1—石灰,克/公斤;2—氰化钠,克/公斤

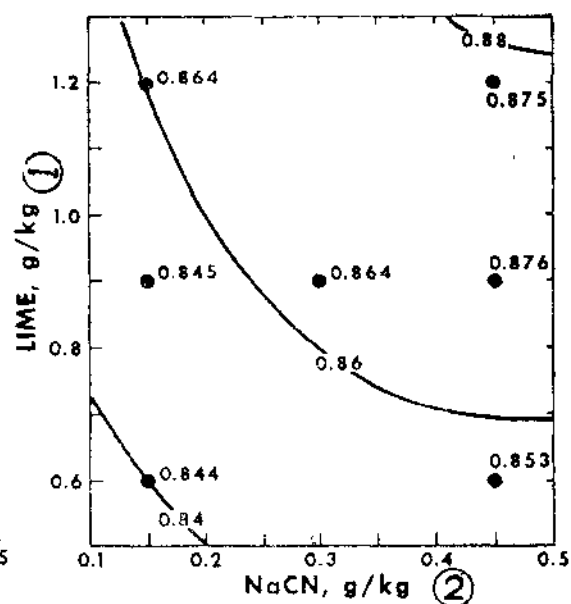


图18 石灰和氰化钠添加量对C14的影响曲线
1—石灰,克/公斤;2—氰化钠,克/公斤

表 5 铜—镍分选闭路循环的模拟试验结果

	品 位 (%)				分 布 率 (%)				
	Cu	Ni	Fe	P ₂	重 量	Cu	Ni	Fe	P ₂
铜精矿	28.5	0.79	29.6	6.0	40.8	99.5	2.8	33.9	9.5
高品位镍精矿	0.07	30.5	28.5	4.3	32.3	0.2	86.4	25.9	5.4
低品位镍精矿	0.13	4.56	63.5	81.5	26.9	0.3	10.8	40.2	85.1
C14=0.88									

开路试验和连续模拟试验的结果都得到每种矿物精矿的高回收率和很高的 C14。模拟试验和分批开路试验结果的主要差别是铜精矿中以及低品位镍精矿中铜的回收率。分离浮选和铜精选段的控制是为了产出一一种高品位的铜精矿。看来闭路流程和开路流程所得结果是相似的。

结 语

试验表明,黄铜矿与镍黄铁矿的分选,在很大程度上取决于矿物表面黄药的吸附量。当黄药浓度低时分选得到改善。高石灰浓度显著地使黄药从镍黄铁矿表面解吸。矿浆的氧化已表明会降低溶液中和矿物表面黄药的数量;并使铜—镍分选得到良好的结果。氧化作用抑制镍黄铁矿并能提高氰化钠抑制磁黄铁矿的灵敏性。如果黄铜矿没有在还原条件下被抑制,则

氧化对黄铜矿浮选的影响可以忽略不计。氰化钠抑制镍黄铁矿和磁黄铁矿并对黄铜矿有暂时的抑制作用。这种暂时抑制作用意味着如果要求得到高的铜回收率和高选择性,则需要较长的浮选时间,或较高的浮选温度(如38℃),或在浮选前的搅拌时间长。氰化钠的加入引起氧化还原电位相当大的下降和使溶液中黄药浓度增加,并发现氧化还原电位随着搅拌时间增加而增加,最低的氧化还原电位(-260mv)与黄铜矿浮选的高速率相吻合。

使用空气氧化、粗选、粗精矿加氰化钠、搅拌、三段精选的简单流程,得到一个铜精矿,含30.4%Cu, 0.67%Ni, 铜回收率96.2%;一个高品位镍精矿,含0.09%Cu, 30.5%Ni, 镍回收率86.4%;及一个低品位镍精矿,含1.36%Cu, 4.28%Ni, 76.4%磁黄铁矿(含3.5%Cu, 11.5%Ni), 磁黄铁矿的回收率为85.5%。

参 考 文 献

- [1] The Staff, INCO Ltd., "INCO Limited Ontario Division Mills", Milling Practice in Canada, CIM Special Volume 16, Pickett, D. E., ed., 1978, pp 142—148.
- [2] Okada, T., and Naruse, H., "On the Concentration of Nickel Sulfide Ores" Journal of Flotation (Japan), No. 42 1970.
- [3] Tipman, R. N. and Richardson, A. H., "INCO Limited, Manitoba Division-The Thompson Mill", Milling Practice in Canada, CIM special Volume 16, Pickett, D. E. ed., 1978, pp 139—142.
- [4] Anon, "Concentrators of Outokumpuoy", World Mining, Vol. 30, No. 13, Dec. 1977, pp 44—49.
- [5] Boldt, J. R. and Queneau, P., "The Winning of Nickel," Longmans Canada Ltd., Toronto, 1967.
- [6] Perepechin, V. I., et. al., "Industrial Adoption of Copper-Nickel Concentrate selection Using Steaming", Tsvetnye Metally, Vol. 16, No. 5 (Eng.), 1975, pp 81—83.
- [7] Moyer, W. H. and Schuhmacher, L. R., "An Improved Flotation Method for Cornwall Sulfides", Mining Engineering, Vol. 18, No. 3, Mar. 1966, pp 58—61.
- [8] Schoolcraft, J. L., Aubrey, W. M. and Moyer, W. H., Method For Recovering chalcopryite and Pyrite From Complex Magnetite Ore", U. S. Patent 3 456 792, 1969.
- [9] Agar, G. E. and Kipkie, W. B., "Predicting Locked Cycle Flotation Test Results From Batch Data", CIM Bulletin, Vol. 71, No. 799, Nov. 1978, pp 119—25.

(李志华译 胡熙庚校)

维利·蒙特根公司的一座新 铅锌浮选厂的生产经验

Fred Mellberg

(瑞典维利·蒙特根公司真克格鲁万矿)*

提 要

真克格鲁万矿山位于瑞典南部,该矿的采选能力不断扩大,1977年完成了第一次扩建,选矿厂的设计年产能力达60万吨。新选矿厂采用一段自磨和铅锌混合优先浮选,原矿锌品位为8%,铅为15%。本文叙述新选厂系统及其工艺和所遇到的问题。

* Vieille-Montagne Co, Zinkgruvan, Sweden.

前 言

真克格鲁万 (Zinkgruvan) 位于瑞典南部, 离阿斯克松德 (Åsersund) 约14公里, 它在瑞典的第二大湖法特恩 (Vättern) 的北端 (图1)

真克格鲁万矿山是比利时矿山协会和维利·蒙特根锌公司 (La Société des Mines et Fonderies de Zinc de La Vieille-Montagne) 所拥有和开办的。该公司是世界锌的主要产家, 总部设在比利时安格鲁尔 (Angleur), 在比利时和法国设有工厂。它的生产包括从采矿到纯锌金属和副产品精炼的每一个生产过程。

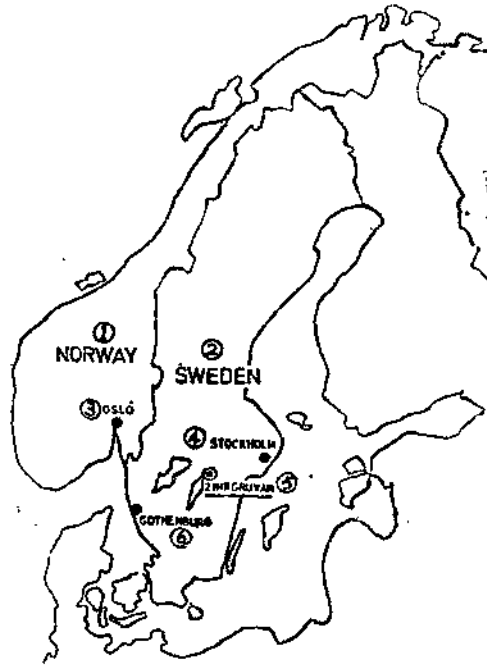


图1 斯堪的那维亚和真克格鲁万地图

1—挪威; 2—瑞典; 3—奥斯陆; 4—斯德哥尔摩; 5—真克格鲁万; 6—哥德堡

维利·蒙特根集团有3,800名雇员, 它的锌金属总产量1981年达202,300吨。

维利·蒙特根的政策目标是放在锌和锌制品生产过程的长远发展上。因此, 该公司的专家们在锌加工的领域中誉满全球, 近年来维利·蒙特根已参与焙烧锌精矿和锌金属生产工厂的工程建设, 例如: 1978年在美国克拉克斯维尔 (Clarksville) 为泽西麦诺 (Jersey Minière) 建设一座锌矿石流态化焙烧厂 (能力为415吨/日) 以及1980年在南斯拉夫为 TREPCA 公司建设一座锌电解厂 (能力为每年产80,000吨锌金属)。

为了该公司所属的锌冶炼厂获得原料供给的目的, 维利·蒙特根已投资扩建瑞典真克格鲁万所属铅锌矿山。这个扩建已经使真克格鲁万的矿石产量从七十年代初期年产300,000吨增加到现在年产600,000吨。

历史背景

众所周知, 早在16世纪在真克格鲁万地区就发现有矿床。但是, 作为从矿石中提取锌金