



杜法尔特湖铜矿的资源勘探

杜法尔特湖矿山公司的西诺贝克铜矿，位于加拿大魁北克省诺兰达镇以北10英里。铜锌硫化物矿体是1961年9月发现的。日处理1300吨的选厂在1964年10月就达到了设计生产能力。在投入生产之前，矿石储量为236.9万吨，平均含铜4.0%，锌7.2%，银2.2英两*/吨和金0.03英两/吨。到1966年底为止，共生产了110万吨矿石，平均品位：铜5.2%，锌8.7%，银2.7英两/吨和金0.04英两/吨。

矿区地质

矿体埋深超过1100英尺**，赋存在安山岩与流纹岩的接触带上(图1)。矿体为一个安山岩复盖的块状硫化物透镜体和一个下伏的流纹岩中的网脉状矿体。火山岩层走向南北，以中等角度向东倾斜。

块状硫化物透镜体称为一号矿体，长650英尺，宽400英尺，厚5至150英尺。矿石中含有30%的黄铁矿、20%的闪锌矿、15%的

黄铜矿和11%的磁黄铁矿，伴生有4%的磁铁矿、少量方铅矿和20%的硅酸盐和碳酸盐脉石。黄铜矿、磁黄铁矿和闪锌矿不均匀地分布于黄铁矿中，局部形成富矿。在透镜体下盘接近网脉状矿体的部位，黄铜矿比较富集。而在透镜体上部和外缘，黄铜矿较少。银见于方铅矿中，特别是磁黄铁矿较多处的方铅矿中。闪锌矿中含有相当数量的镉。

由黄铜矿细脉形成的网脉状矿体称为二号矿体，垂直于一号矿体，

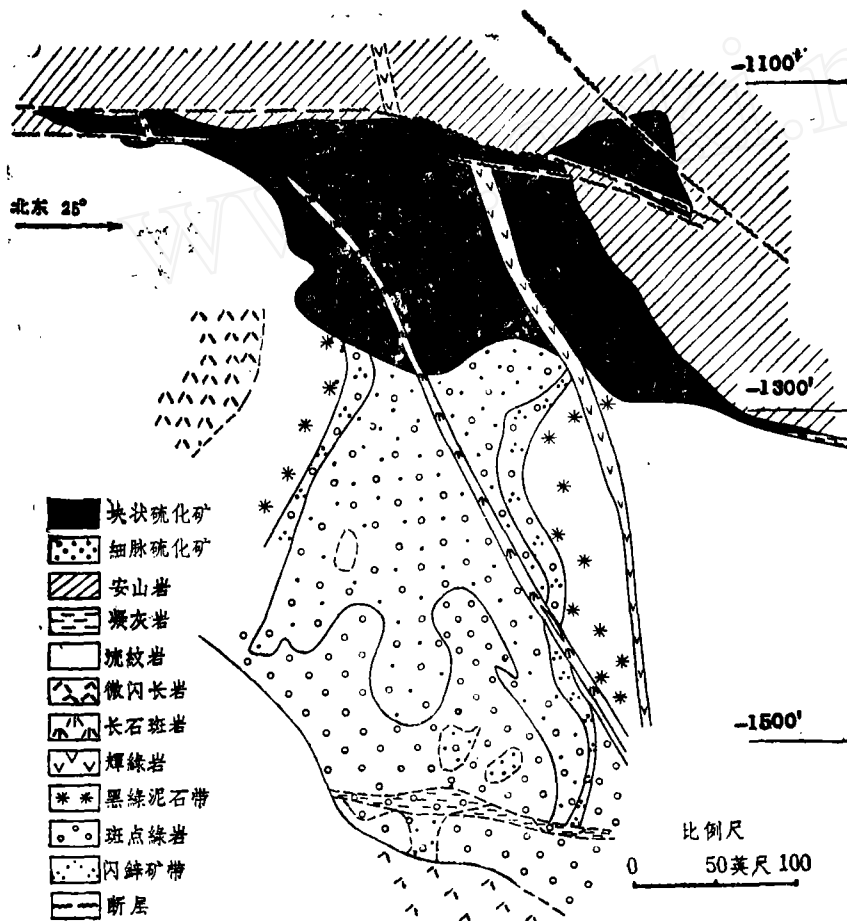


图1 通过矿体中心的南北向地质剖面图

*1英两(金衡) = 31.1035克
* 1英尺 = 0.3048米

并向北西倾没。在平面图上,二号矿体长650英尺,宽250英尺,其长轴与一号矿体平行。二号矿体长轴上的三个黄铜矿细脉管状体分支与一号矿体相连接,其中较大的管状体直径100英尺。二号矿体下侧被一个成矿后的微闪长岩脉状体切断。

二号矿体是流纹岩中的网状细脉带。流纹岩已蚀变成“斑点绿岩”。细脉的数量和宽度随深度而递减。在这些细脉中,与黄铜矿伴生的有少量磁黄铁矿和黄铁矿。除一个细脉晕和浸染状闪锌矿-黄铁矿带外,二号矿体大部分不含闪锌矿。二号矿体已通过样品分析资料,按铜1%的边界品位圈定。

矿体围岩比较稳定。断层或小岩脉对采矿没有造成显著影响。

矿山生产

矿体被分成两个开采块段(图2)。块段1包括一号矿体和二号矿体的主体部分,

从1964年10月开始生产。块段2包括二号矿体的其余三个管状分支部分,从1967年开始生产。

两个块段的采矿方法相似。大约80%的矿是用大型空场深孔崩落法回采,其余用小型采场回采。这些采场根据矿块大小、位置和边界的不同,或者用空场法回采,或者用梯段法回采。

块段2使用了各种不同的钻孔排列方式来照顾矿体轮廓的不规则性。计划在块段1之下保留几个底柱,来防止在它全部回采之后发生陷落,以保护块段2。块段2的矿柱一般放在低品位区,它们回采与否将来要根据采矿和经济条件而定。

块段的划分以及它们的开采计划是根据矿体内有用矿物的分布情况而确定的。因此,矿体已划分成很小的储量块段。

在块段1,每日出矿1,850至2,100吨。两个主要工作面的回采量占全矿的80%以上。这样少的工作面有这样高的生产率,使配矿和每日的品位控制都比较困难。所以,每日处理1300吨原矿的选厂设计,要在原矿品位变化较大的情况下保持较高回收率。

由块段1供给的矿石,铜品位每日的变化幅度为2.2%~9.4%。锌的变化还要大。所以需要能快速分析,以便随时调整药剂称量。为此设置了一台X射线定量仪,以便对原矿和浮选流程中的六个点做出直读分析。这七个点上铜和锌的品位在7.5分钟之内就能确定。这种快速分析方法使选矿技术指标有了很大提高。

块段1的矿石初步选矿试验表明,要把黄铜矿游离并优先浮出,需要把90%的矿石磨到负200网目。然而磨到这样细会产生泥化,使用常规的浮选方法,损失将是严重的。因此,在棒磨

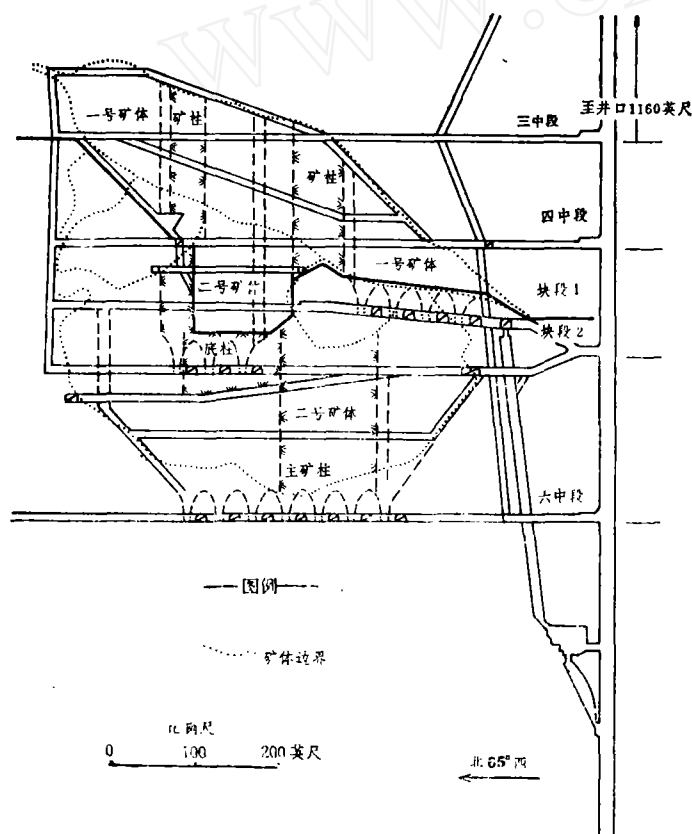


图2 矿山开采工程纵投影图

机与球磨机之间加上一组单槽浮选机,使它们在闭路流程中与球磨机和旋流器连在一起。其余部分以水力旋流器溢流供给浮选流程。70%到80%的黄铜矿精矿是在单槽浮选机中回收的。较早提取黄铜矿有助于降低流程其余部分铜品位的变化。

储量分级

矿床在发现之后和开始生产之前,经过了三个相当明确的阶段。这就是:①找矿;②勘探到经济单元(比如说,划分为开采地段和块段)和③做好每一个单元的生产准备工作。在杜法尔特湖铜矿,在分别完成这三个阶段之后,就把储量相应地分别划为第一,第二和第三级。

“勘探工程”这个名词指的是各种钻孔、地表剥土、槽探和坑探。找矿用的勘探工程是那些在第一阶段用于普查和评价的勘探工程,而开发勘探工程是那些在第二或第三阶段用于详细圈定已知矿体以进行矿量分级的工程。勘探工程在各个阶段都可利用。

第一级矿量是由勘探工程确定的、可能

有经济价值的矿产储量。构成这种矿量的地质实体称为矿体,并可用数字(一、二…)来表示。矿体的分支则可另加数字(1、2…)标明。

第二级矿量是用勘探工程圈定的有经济价值的矿产储量。它可以是一个或几个矿体组成的开采地段,也可以是一个矿体的一部分、或几个矿体各自的一部分组成的开采地段(或它的一个局部。)这种块段的边界还不是开采作业的边界线。

第三级矿量是为了进行回采而用坑道工程圈定的有经济价值的矿产储量。圈定的范围是开采块段内的一个矿房或矿柱。将与矿石一同采出的围岩也包括在这一级矿量中。这一级矿量是运往选厂的原矿的基本来源。

各级储量的控制方法

表2反映了一号矿体和二号矿体之2的三种储量的区别。其标志是单位体积(10立方英尺)的样品数。未经贫化的各级矿石量和品位之间的差别是相对的,因为它们的边界是不同的。

表1

块段金属平衡									
产 品	重量%	品 位				分 配 率			
		Cu%	Zn%	Ag (英两/吨)	Au (英两/吨)	Cu%	Zn%	Ag%	Au%
选厂原矿	100.0	4.90	9.51	2.86	0.039	100.0	100.0	100.0	100.0
铜精矿	23.0	20.40	5.20	9.30	0.140	95.8	12.6	74.7	82.0
锌精矿	15.4	0.69	51.10	2.30	0.010	2.1	82.9	12.4	3.9
尾 矿	61.6	0.17	0.70	0.60	0.009	2.1	4.5	12.9	14.1

表2

一 号 矿 体 和 二 号 矿 体 之 2 矿 块 储 量								
级 别	矿 体	样品数	单位体积样品数 ($\times 10^{-4}$)	吨 数	Cu%	Zn%	品 位 Ag(英两/吨) Au(英两/吨)	
第一级	—	243	2	1,294,000	5.2	10.5	3.3	0.04
第二级	—	1,098	10	1,225,000	5.1	11.7	3.1	0.05
第三级	—(部分)	1,069	14	1,027,000	5.6	12.1	3.2	0.06
第一级	二-2	321	8	362,000	2.2	0.1	0.3	0.002
第二级	二-2	1,162	19	529,000	1.8	0.1	0.2	0.002
第三级	二-2 (部分)	1,625	25	612,000	1.7	0.1	0.2	0.002

第一级储量，一号矿体：

西诺贝克硫化矿体开始是从地表用间距为100英尺的方格网直钻控制的。

第二级储量，一号矿体和二号矿体：

在采矿过程中，在间距为50英尺的横剖面上，在一号矿体下盘以50英尺间隔打了扇形钻。二号矿体剖面间距为70.7英尺。

第三级储量，开采块段1和2：

一号矿体第三级储量的控制方法表示在间距为35.35英尺的剖面图上（见图3）。这一级储量的计算工作在完成块段1的开采设计之后进行。二号矿体（块段2）第三级储量的控制方法见图4。

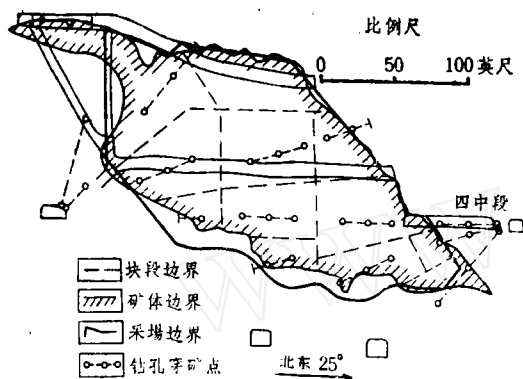


图3 一号矿体97-5NW剖面第三级储量控制程度图

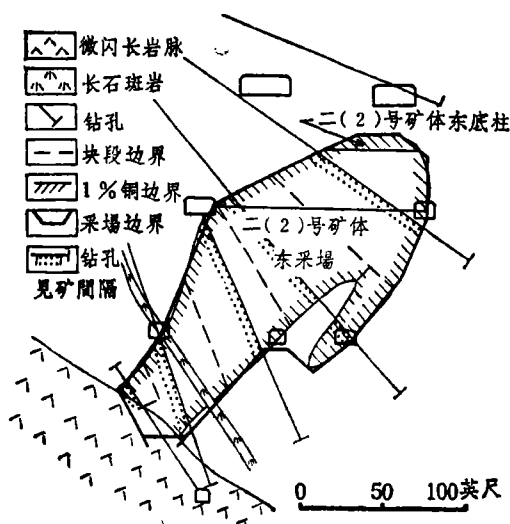


图4 二号矿体（块段2）第三级储量控制程度图

储量计算成果的应用

储量数字用于矿体的经济评价和质量控制。对于块段1来说，经济评价不成其为问题。但是对于接近边界品位的块段2来说这是很重要的。而对于块段2下面目前正在研究的低品位铜矿化来说，这将是一个关键性的问题。

矿区一般性的品位指标是通过开采设计确定的。一旦选定了一个初步开采设计，就不容品位指标再作全面的变动。然而，由于矿石的价值经常变化，甚至在一些小的开采单元中对开采设计作一点小的变动，就可以对矿石的品位指标作出相当的调整。因此，开采设计要多作研究。在不影响正常采矿作业的情况下，已经对两个块段的设计作出了重要的改变，以适应围岩条件的意外变动。这样，在不发生严重停产的情况下，就能把其它的回采方法也应用起来。

出矿品位主要从储量中计算出来，因为在选厂取样之前很少对原矿取样。在开始生产的头几个月对钻泥做了取样试验，其结果和金刚石钻探测定的品位很接近，就没有再继续这项工作。

产量和品位

出矿量按矿石的三个来源（深孔崩落回采工作面；顶部掏槽和梯段回采工作面；开拓平巷）分别计算。

1. 深孔崩落回采工作面：吨数和品位是由矿山地质部门根据第三级储量的块段计算出来的。预计的贫化率是通过回采工作面的观察来调整的。生产吨数也由采矿部门从运矿机的运输量与爆破范围的理论吨数相比较而计算出来。这个吨数与其它来源得到的矿量吨数都要调整到与磨机进料的称量相等。

2. 顶部掏槽和梯段回采工作面垂直剖面图（1英寸=20英尺）是由矿山地质部门根据采场调查和地质填图编出的。矿石、次贫矿和废石的吨数是根据这些剖面图计算出来的。品位是由采场取样和钻孔资料得到的。生产吨数也由采矿部门根据采场调查资料计

表 3

矿 山 生 产 品 位 与 选 厂 原 矿 品 位 的 比 较					
	吨	Cu%	Zn%	银 (英两)	金 (英两)
1965年采矿生产	475,007	5.98	8.55	2.48	0.043
1965年选厂原矿	475,007	5.85	8.51	2.68	0.045
品 位 差		+0.13	+0.04	-0.20	-0.002
百 分 比		2.2	0.5	7.5	4.4
1966年采矿生产	489,387	4.03	9.23	2.48	0.035
1966年选厂原矿	489,387	4.84	9.48	2.80	0.039
位 品 差		-0.81	-0.25	0.32	-0.004
百 分 比		16.7	2.6	11.4	10.3

算出来。

3. 开拓平巷：吨数由工程调查得到，而品位则根据样品确定。每个平巷的吨数与品位按月累计。1966年约有总生产量的9%来自开拓平巷。矿石和废石是通过肉眼观察和样品的快速分析来区分的。

实际产量和储量的差额由采矿人员计算。这个数字与矿山地质部门计算出来的理论吨数之间的差数载入储量记录表。这个吨数差额是由于生产边界的变动、矿体边界的变化及计算方法所固有的累积误差造成的。

由储量中计算出来的采矿生产品位与两年来生产中的选厂原矿品位的比较列于表3

(上接30页)

米允许偏3度要求，打500米深的钻孔，第一个百米偏3度，第二个百米又偏3度，……这样延续下来，到500米深就偏到了15度(图12)。这个偏斜度虽在规定范围内，然而，钻孔已经偏离了80米左右。这样的钻孔就很难说它的利用价值了。另外，一个钻孔，从上部开始歪和从下部开始歪，偏距大不一样。例如，一个500米深的钻孔，如果第一个百米偏了3度，第二个百米又偏了3度，即使以下不再加剧，到500米深就偏离50米左右。而若400米以上不歪，到400~500米之间即使歪了6度，孔底偏距也不多，即便歪到12度，也没有在100~200米孔段歪6度的偏距大(图13)。因此，要特别注意防止和尽量减少上部孔段的偏斜。打深孔或对孔斜要求

中。1965年铜锌品位的差数不大，很可能是不同的计算方法造成的。同样的推论可能也适用于1966年的铜锌品位。但是，1966年预计品位与选厂原矿品位之间相当大的差数也许是由于贫化率太高。(在计算中没有考虑脱邦废石的数量)。脱邦围岩中锌的品位较高，而铜则较低，所以铜品位的下降相当于锌的三倍。这两年银和金的生产品位一直偏低5~10%。原来预计银的品位与铜成比例，但事实并非如此。

李静仁节译自《Ore reserve estimation and grade control, A Canadian centennial conference, 1967》，

作者：J.J.Purdie

严格的钻孔，应当随着每次测斜把顶角和方位角及时连图，以便指导防斜和治斜工作。

钻孔顶角和方位角连图的方法，是将地质设计对钻孔顶角和方位角提出的要求按一定比例，从开孔点引出两条设计线(图14)，并按设计允许偏差划出范围线。每次测斜，将测得的顶角和方位角，按比例逐点连成孔斜线。每次作图都要注意分析孔斜发展趋势，发现有超出范围的苗头时，应采取防斜或治斜措施，务使孔斜线不超过范围线。当然，还要根据孔斜规律适当掌握，如孔斜易上漂，则应尽量使顶角孔斜线保持在设计线与下范围线之间；如果钻孔易向右偏，则应尽量使方位孔斜线保持在设计线与左范围线之间；如孔斜方向与上述的相反，孔斜线亦应保持在相反的位置。这样便于控制孔斜，以达到设计要求。