

技术论文集

第二辑

冶金工业部贵阳铝镁设计研究院

一九八二

前 言

一九八一年，我们出版了《技术论文集》第一辑。今年，我们根据来稿情况，继第一辑之后出版《技术论文集》第二辑。

本文集由我院采矿、氧化铝、电解、镁钛、设备、仪表、结构、技术经济、总图等专业的设计科研部分工程技术人员，在参阅国内外有关资料、调查研究、理论结合实际的基础上编写而成。我们希这本文集，对今后的技术工作能有所裨益，对同志们在为“四化”做贡献的活动中能有所帮助。

文集中有些篇幅谈及目前有争论的技术问题，是作者阐明的观点，供同志们参考。

我们今后仍不定期地继续出版文集，请同志们给予支持。

本文集一定还存在一些缺点或错误，希读者提出宝贵意见，以改进我们的工作。

冶金工业部贵阳铝镁设计研究院

《技术论文集》编辑组

一九八二年十月

甘冲石灰石矿取消洗矿流程可能性的

初步研究

江朝洋 周定国

甘冲石灰石矿，是贵铝准备建设的铝氧石灰石矿山。该矿的修改初步设计，已由昆明院完成，并由有关单位进行了审查。

但地质报告和初步设计均有一些值得磋商的问题。本文拟就含泥率的计算，及其依此设计的洗矿流程发表一些管见，以供讨论和领导决策参考。限于水平，错误难免，望批评指正。

一、设计洗矿的由来

甘冲矿区甘冲矿段的石灰石矿，是一个便于露天开采的优质矿床。矿石的矿物组分单一，几乎全由方解石组成。无论地表或深部，沿倾向及走向， CaO 的含量均很稳定。矿段的地质品位为： CaO 54.38%； MgO 0.54%； SiO_2 1.05%。即使按原设计混入2—5%的顶、底板围岩，矿石的质量仍

然很好，但是，采出的矿石为什么还要洗矿呢？原设计认为：

——“地表剖面线平均含泥率29.3%，地表裂隙、节理平均含泥率6.4%，地表卡斯特平均含泥率0.14%，钻孔中卡斯特线含泥率平均1.5%，矿段总平均含泥率9.33%”。见表1。

——“地表及溶洞溶沟含泥率可用机械或人工预先清除大部分。设计预先清除40%。因此，预计采出矿石的含泥率为3—8%。（见表2）。1240米标高以上平均5%，1230米标高以下平均4%”。

采出矿石，按4—5%的含泥率计算贫化矿石的质量达不到铝氧厂的要求，所以必须洗矿。

地质队提供的“含泥率”统计表

(表1)

代 号	项 目	各 阶 段 含 泥 率 (%)								平均含泥率	
		1200 米	1210 米	1220 米	1230 米	1240 米	1250 米	1260 米	1270 米	1280 米	(%)
A	地表剖面线含泥率	40.1	37.7	29.2	39.8	17.5	15.5	15.2	0	0	29.3
B	地表裂隙节理含泥率				8.2	4.2	5.5	9.3			6.4
C	地表卡斯特体含泥率	0.16	0.19	0.15	0.09	0.025	0	0.006	0.003	0	0.14
D	矿段卡斯特线含泥率										1.5
	阶段平均含泥率	23.13	18.95	14.67	16.03	7.26	7	8.16	0.0015	0	
	矿段总平均含泥率										9.33

说明:

1. A、B、C、D 各项计算公式:

$$A = \frac{\text{剖面线上阶段坡面部分的泥土出露宽度水平投影长度之和}}{\text{剖面线上阶段坡面部分的矿层出露宽度水平投影长度之和}} \times 100\%$$

$$B = \frac{\text{剖面线上阶段坡面部分的裂隙节理出露宽度水平投影长度之和}}{\text{阶段剖面线长度之和}} \times 100\%$$

$$C = \text{阶段卡斯特率} = \frac{\text{阶段溶洞总体积}}{\text{阶段矿石体积}} \cdot 100\%$$

$$D = \text{钻孔线卡斯特率} = \frac{\text{各钻孔矿层内溶洞垂高之和}}{\text{各钻孔矿层垂厚之和}} \times 100\%$$

2. 阶段平均含泥率为 A、B、C 三项含泥率的算术平均值。

3. 矿段总平均含泥率为阶段平均含泥率的算术平均值。

设计提供的采出矿石“含泥率”表

(表 2)

阶段标高 (米)	1200	1210	1220	1230	1240	1250	1260 以上	平 均
地表含泥率 (%)	3.16	7.04	3.40	1.10	2.30	3.94	5.34	3.18
裂隙节理含泥率 (%)				8.20	4.20	5.50	9.30	6.40
计算的采出矿石平均含泥率 (%)	3.16	7.04	3.40	4.65	3.25	4.72	7.32	4.56
设计使用的采出矿石平均含泥率 (%)	4.0				5.0			

二、含泥率计算的商讨

对甘冲石灰石矿, 原设计提出要洗矿的立论依据, 似乎是无可非议的。但是, 当我们认真分析研究了地质报告和初步设计后, 发现矿石需要洗矿的依据是有问题的。尽管

地质队做了大量的实测工作, 并提出了不少可靠的基础数据。可是, 由于运用这些基础数据进行计算, 有一些失误, 故提供的含泥率有较大的失真。依此来进行设计计算, 就难免不出差错。

1 含泥率计算存在的问题

地质报告、初步设计,都没有提供重量含泥率的数据。而提供的所谓含泥率,只是—些泥与矿石在地表、地下的线段、体积的比例。就是这些比例,在计算过程中也还有不实之处。

首先,原设计引用地质报告中的含泥率,以及剥泥后改算的数据,都没有反映重量的关系,只反映了长度关系和体积关系的个别值或算术平均值。须知地表剖面线含泥率、地表裂隙节理含泥率、地表卡斯特体含泥率、

钻孔卡斯特线含泥率,只是从不同的角度反映了不同空间部位泥与矿的关系,它们各有不同的概念,具有互不相同的物理数学意义。若不把它们换算成统一的物理量,就进行简单的算术平均,这在数学的运算上是不允许的。

其次,地表剖面线含泥率,只反映了泥土与矿出露宽度水平投影的比值,并没有反映泥土与矿和泥的百分比例关系。为了计算部分与整体的百分比率,计算的公式应该是:

$$\text{地表剖面线含泥率} = \left[\frac{\text{剖面线上阶段坡面部分的泥土出露宽度水平投影长度之和}}{\text{剖面线上阶段坡面部分的矿层和泥土出露宽度水平投影长度之和}} \right] 100\%$$

根据地质队提供的基础数据,我们改算了各阶段地表剖面线含泥率。其结果与地质报告中的数据出入较大,自下而上。各阶段的地表剖面线含泥率分别为31.6%、27.4%、22.6%、28.5%、14.9%、13.4%和13.2%。

再次,所称的地表裂隙节理含泥率,实质上是地表线裂隙节理率。因为,据地质报告资料,裂隙中并没有百分之百充填泥土,还有一个充满系数没有考虑。另外,节理中虽有充填,但都是方解石脉,对矿石质量没有影响。既然如此,在计算地表线裂隙含泥率时,应扣除节理和未含泥的裂隙部分,才是正确的。对此,根据地质队提供的原始数据,进行了重新的运算。其结果是:1230米、1240米、1250米、1260米水平各阶段地表裂隙含泥率分别为6.74%、3.38

%、2.28%、1.52%。1200米、1210米、1220米和1270米以上水平各阶段,地质队没有提供测量数据,但裂隙仍然存在,不考虑这部分裂隙中的泥土也是不妥的。为此,我们按以上数据的加权平均值3.79%,为没有测量数据的各阶段地表裂隙线含泥率进行其它数据的运算。

另外,地表卡斯特体含泥率,实质是地表体卡斯特率。地质队在计算时,是用各阶段实测的溶洞体积与相应矿段矿层体积之比。没有考虑溶洞中泥土的充满系数,事实上溶洞素描图展示的现象,是以空洞为主,泥土只充填少部分。因此,不能把这样的数据称作卡斯特体含泥率。

此外,地质报告提供的钻孔卡斯特线含泥率,实质上是钻孔线卡斯特率。全区共打12个钻孔,其中5孔见溶洞,属矿层的有3孔,

属储量计算范围的有两孔 (CK₁ 和 CK₂)。

CK₁ 孔中, 矿层总厚 34.94 米, 有 0.97 米高的溶洞分布, 但未见泥土充填。CK₂ 孔中矿层总厚 27.64 米, 有 5 个溶洞分布。

溶洞高度分别为 0.73 米、1.00 米、0.73 米和 0.3 米、1.91 米。但高度为一米的溶洞, 未充填泥土。高度为 1.91 米的溶洞, 只充填了二分之一的泥土。故不应以溶洞垂高与钻孔中矿层垂厚之比作为全矿段的钻孔卡斯特线含泥率。

总之, 按一些不同概念的数据 (部分还有歪曲), 人为地加以算术统计, 并转意成含泥率, 这是不科学的, 也是不能客观地反映本来地质面貌的。

2. 含泥率的计算

甘冲石灰石矿中确有一定数量的泥土, 分布的特点是由地表至深部逐渐减少, 符合贵州

我们采用的计算公式是:

$$\text{①. 阶段表土量} = \text{阶段坡面面积} \times \text{地表线含泥率} \times \text{平均厚度} \times \text{体重}$$

$$\text{②. 阶段地表裂隙土量} = \text{阶段坡面面积} \times \text{地表裂隙线含泥率} \times \text{平均延深} \times \text{体重}$$

$$\text{③. 阶段地表溶洞土量} = \text{阶段地表溶洞的总体积} \times \text{体重} \times \text{溶洞中泥土的充满系数}$$

$$\text{④. 阶段深部溶洞土量} = \text{阶段钻孔所见泥土之总厚度} \times \text{相邻未见含泥溶洞钻孔} \frac{1}{2} \text{ 之距离圈定的面积} \times \text{体重}$$

$$\text{⑤. 阶段地质含泥率} = \left(\frac{\text{阶段表土量} + \text{阶段地表裂隙土量} + \text{阶段地表溶洞土量} + \text{阶段深部溶洞土量}}{\text{阶段矿泥量}} \right) \times 100\%$$

$$\text{⑥. 矿段地质含泥率} = \left(\frac{\text{各阶段表土总量} + \text{各阶段地表裂隙土总量} + \text{各阶段地表溶洞土总量} + \text{各阶段深部溶洞土总量}}{\text{矿段总矿泥量}} \right) \times 100\%$$

高原第四系卡斯特风化土分布的一般规律。泥土的展布类型, 按其空间关系, 可分成四部分: 一是矿体表面的表土; 一是地表裂隙土; 一是地表溶洞土; 一是钻孔中发现的深部溶洞土。这些泥土, 混入矿石中将直接影响采出矿石的质量; 同时也是评价该矿是否需要选矿的重要依据。如何利用地质队取得的大量原始数据, 合理地、正确地计算出甘冲石灰石矿的含泥率, 是解决这个问题的关键。可惜这方面很缺乏现成的经验。不过我们认为, 把地质队提供的一些原始数据, 加以数学的推理和逻辑变通, 把矿体上部的表土、地表裂隙土、地表溶洞土、深部溶洞土的重量计算出来, 用其有关的矿泥量加权平均, 得到各阶段或矿段的含泥率, 还是比较能够真实地反映甘冲石灰石矿含泥的情况的。

在计算时,泥土的体重一律按 $1.8t/m^3$ 计算。阶段的坡面面积,依地形图计算;地表线含泥率和地表裂隙线含泥率,用我们改算的数据,它们分别代表了表土和地表裂隙土在矿体表面上面积分布的比例,基本上用数学语言描述了实际的地质情况;平均厚度,用浅井揭露的结果;平均延深,是采用地质队提供的偏大数据;阶段地表溶洞的总体积,是地质队实测数据的总和;溶洞中泥土的充满系数,地质队没有提供具体的资料,充满系数较难取定。不过溶洞的总体积较小,对整个计算数据影响不大,充满系数姑且取一;钻孔所见泥土之总厚度,以储量范围内钻孔中深部所见的泥土厚度总计;相邻未见含泥溶洞钻孔二分之一距离圈定的面积,根据地质图上的工程实际圈出,面积为 $5400m^2$ 。并且,体积计算,均运用的是正方体公式,没有考虑表土和裂隙土尖灭时应减少的体积。所以计算的结果,用来计算贫化,以评价矿石的质量,数据可靠。

计算的各阶段和矿段的地质含泥率,见表3

三、可以取消洗矿的原因

1、甘冲石灰石矿各阶段的地质含泥率在 $2.19\sim 4.19\%$ 之间,平均的矿段地质含泥率为 3.21% ,说明含泥率并不很高。加之这些数据是加权的结果,不仅合乎数学运算的原则,而且在参数的选择上留有一定的余地;

2、从计算的结果分析,影响甘冲石灰石矿贫化的主要因素是人量的表土和地表裂隙土。尽管地表裂隙土很难清除,但表土可以预先人工剥离大部分。若按昆明院设计的预先剥离表

土和地表溶洞土 40% 的话,矿石的含泥率将大幅度下降,阶段含泥率 $2.23\sim 3.59\%$ 。这还没有计算原设计加大矿石损失量所带走的表土和地表裂隙土部分。此外,原设计采用的表土剥离系数太小,这不符合我国石灰石矿山人工剥泥的实际。根据我国水泥石灰石矿山的生产经验,人工预先剥离表土的残留厚度一般为 $0.01\sim 0.05$ 米。我们保守一些,残留厚度取 0.2 米的话(剥离的表土总量也只有 39 万吨),矿石的含泥率更有所下降,阶段含泥率 $1.63\sim 2.89\%$,矿段平均只有 2.08% ,见表4。如在开采的过程中,加强生产管理,并在地表裂隙土和溶洞土集中的地段损失一些矿量,以减少泥土混入,采出矿石的含泥率是可以控制在 2% 以下的;

3、开采过程中,除了各类泥土混入外,围岩(顶、底板)也将混入,并造成贫化。不过,围岩含 CaO 较高,含 Mn_2O 和 SiO_2 较低,按昆明院设计混入 $2\sim 5\%$ 的围岩,矿石的质量也不会产生很大的变化。经混入泥土和围岩后的贫化计算,无论是昆明院设计的剥泥系数,还是我们推荐的剥泥系数,得到的出矿矿石品位均在原设计洗矿后成品矿石质量要求的范围内,见表5。

基于以上原因,甘冲石灰石矿需要洗矿的依据已不复存在,说明取消洗矿流程不但可以,而且应该。

四、取消洗矿流程后的技术经济效果
现仅以原设计为基础,对取消洗矿后

的技术经济效益作一些粗略的估计。

第一、由于繁重的洗矿损失没有了，矿山规模可以相应缩小 8—10 万吨/年人力、物力将相应节省，仅此一项至少可以减少投资 100 万元左右。

第二、把洗矿厂改建为破碎筛分车间，至少可以减少三分之一的占地面积，可节约 150

万元投资；减少 20 个劳动定员，并可使

1.8 元/吨的选矿车间成本降为 0.5 元/吨的破碎车间成本。

第三、没有尾矿设施 87.9 万元的投资可以全部节约；11 个劳动定员亦可不要；需要占用的 359 亩荒山，可以不必占用，需要征购的 8.76 亩水田和 94.49 亩旱地，可以

地质含泥率计算表 (表 3)

项 目	单位	阶段 (米)							矿段
		1260 以上	1250	1240	1230	1220	1210	1200	
1 表土量	万吨	1.6200	1.9747	3.0027	4.9937	4.1786	4.2139	4.3247	24.3083
2 地表裂隙土量	万吨	2.1142	2.5198	5.1036	8.8574	5.2556	4.3716	3.8902	32.1174
3 地表溶洞土量	万吨	0.0032		0.0468	0.2178	0.4348	0.5718	0.4454	1.7208
4 深部溶洞土量	万吨					0.7884	1.1124	0.5400	2.4408
5 泥土总量 1 + 2 + 3 + 4	万吨	3.7374	4.4945	8.1581	14.0689	10.6574	10.2697	9.2013	60.5873
6 矿石量	万吨	87.65	153.78	237.33	322.01	349.95	355.28	319.92	1825.92
7 泥、矿总量 5 + 6	万吨	91.39	158.27	245.49	336.08	360.61	365.55	329.12	1886.51
8 含泥率 5 / 7	%	4.09	2.84	3.32	4.19	2.96	2.81	2.19	3.21

矿石含泥率表 (表 4)

阶段 (米)	1200	1210	1220	1230	1240	1250	1260 以上	矿段
含泥率 (%)								
剥离表土和地表溶洞土 40 %	2.23	2.30	2.46	3.59	2.84	2.35	3.40	2.67
剥离表土残留厚度 0.2 米	1.63	1.79	1.93	2.89	2.25	1.74	2.53	2.08

不必征购，有关的土地征购费和青苗赔偿费，可以全部节省下来。

第四、不洗矿，全厂的耗水量可以减少 80 %。因此，无需到几公里以外去取水，故该项工程的大部分费用亦可节约下来。

第五、取消洗矿，耗电量可减少 1 / 3 左右，相应的线路、变电设施及土建工程费用，亦可减少。

第六、原设计为了尽量减少泥土的混入，增加洗矿流程（损失率 9—15 %）外，还设

采出矿石平均品位表

表 5

项 目	含泥率 %	围岩混入率 %	品 位 (%)		
			CaO	MO	SiO ₂
设计坑内矿石的地质品位			54.29	0.54	1.91
设计洗矿后产品质量			52	2	2.3
不利泥, 并混入 2.8% 围岩, 矿石的品位	3.03	2.64	52.63	0.59	2.80
人工剥泥	剥离表土和地表溶洞土 40%	2.53	52.90	0.59	2.54
	剥离表土残留厚度 0.2 米	1.98	53.19	0.59	2.24

计了矿石的开沟损失 40%，爆破损失 10—30%，将使四百多万吨矿石被当作废石和尾矿丢掉，若以开采损失 5% 计，平均剥采比预计可由原设计的 0.28 降到 0.15 左右。为此，采矿和剥离的电铲和车辆等均可相应减少。除采矿车间成本将相应下降之外，剥离摊销到矿石的成本，可望由 1.859 元/吨降到 0.6 元/吨左右。而且还可以延长矿山的的服务年限。

总之，按昆明院的“修改初步设计”不变，只取消洗矿流程，至少建矿的总投资可减少 500 万元左右；并且，采矿车间的出矿成本和破碎车间的成本，可由 7.31 元/

吨降到 4.1 元/吨。

五、结语

甘冲石灰石矿的地质含泥率不该是 9.33%，而应小于 3.21%。经人工预先剥离表土，地表溶洞土 40% 后矿段的含泥率也不再是 4—5%，而是 2.67% 以下，此时矿石含 SiO₂ 为 2.5% 左右，已小于 3%（原设计洗矿后的产品 SiO₂ 含量小于 2—3%）。若以人工预先剥离表土残留厚度 0.2 米计，矿段平均采出矿石的含泥率可降到 2.08%。以此计算贫化，矿石中 SiO₂ 的含量为 2.2% 左右，理当取消洗矿。

贵铝甘冲石灰石矿建矿方案的初步探讨

周定国 江朝洋

内容提要

石灰石矿与氧化铝厂密切相关，但贵铝至今没有建成一个可靠的矿山基地。甘冲石灰石矿量大质优并便于开采，但长期以来，对于它的建设总是犹豫不决。其主要原因是设计的投资多，成本高，企业的经济效益不好。

我们从研究分析地质资料出发，按照矿山建设的特点，面对现实，提出如下建矿方案

1、以建成的三矿（黑土坝石灰石矿山）为基地，新辟甘冲采矿场，其余作相应补充扩建；

2、去掉洗矿流程；

3、缩小开采境界；

4、自建矿山与收购部分民矿相结合；

5、减少采剥总量；

6、矿体南端进线，1立方米电铲装车，12吨自卸汽车运矿，直达三矿原矿仓；

7、省掉甘冲—艳山红铁路。

上方案可使基建投资总额从原设计3500万元以上节省到1100万元左右。扭亏为盈。此外，少购地，不搬迁，见效快，人员少并有使即将报废的黑土坝矿得以继续发挥作用等优点。

一、甘冲石灰石矿建设的迫切性

贵铝氧化铝厂已投产三年，为配合八万

吨铝电解，明年，规模将扩大为22万吨/年黑土坝矿山，已面临枯竭，若不新建矿山，将成无米之炊。国家计划安排，85年还将建成40万吨/年，年需55.2万吨石灰石矿。这样的量，不自建矿山是难以保证的。同时，一个数十万吨规模的矿山，也不是一两年就能设计建成达产的。因此，建设石灰石矿山当是迫在眉睫，急不容缓之事。

甘冲石灰石矿区（由北至南分为郝关、甘冲、长冲三矿段）距厂约10公里，量大质优。74年提交了甘冲矿段补勘报告批准：B+C₁+C₂级储量2320万吨，其中工业储量1926万吨。平均地质品位：C₀O 54.38%，M₀O 0.54%，S₀O₂ 1.05%。各项指标均达到要求。同时，矿山赋存条件好，剥离量较少，阶段矿量多等等，构成该矿是一个比较便于开采的矿山。南部还有长冲矿段（地质报告已审批，提交工业储量2915.31万吨）可供远期发展。

据冶金部（80）冶基字第2139号文，昆明院重新作了修改初步设计。审批时普遍认为投资太多，成本较高，建成之后即戴上亏损的帽子。为此，建议迅速组织有关方面，对该矿的建矿方案进行认真地研究、讨论。以达到既经济合理的开发资源，又尽快地建成该矿，以确保氧化铝厂之需要

以下是我们对于该矿建矿方案的粗浅看法

二、建矿方案磋商

1、矿山规模

根据冶金部(80)冶基字第2139号文的精神,待氧化铝厂二期建成后,每年供矿55.2万吨。设计据此,并参照生产厂矿的实践经验,确定洗矿成品率为85%,由此,矿山开采规模为65万吨/年原矿石。

我们在作了取消洗矿流程可能性的研究的基础之上,又对收购民矿进行了调查,认为

(1) 甘冲矿段本身含泥就不多。按我们的计算,平均含泥率为3.21%,而且,其表土及溶洞土人工可清除大部份。无须洗矿就能保证质量(详见《甘冲石灰石矿取消洗矿流程可能性的初步研究》一文)。既然不洗矿,15%的洗矿损失率自然不必考虑。

(2) 贵铝是个人型企业,石灰石又是它不可缺少的原料,若全依赖收购民矿,确难保证持续生产。但是,对于全国各厂矿企业都有程度不同的收购民矿的现实,农民开矿的积极性以及收购民矿充分显示出来的一系列优越性,完全不予考虑,也是不恰当的。

以铝土矿为例,建国以来,民工开采的铝矿石,占采出量的22.9%,并且逐年增大。77—79年增加到35.8%。

三矿下半年以来,由于收购民矿价格低,基本上就没有机械开采,全靠收购民矿。

参照各铝厂及三矿收购民矿的情况,以

及,可供民采的矿点及农村劳力状况,建议以每年收购民矿12万吨为宜。并把它作为矿山规模的一个组成部份(占21%)。

綜上述,矿山规模57万吨/年(考虑3%的运输等损失)。其中,包括收民矿12万吨/年,则采场出矿能力45万吨/年。

2、建矿方式

除了取消洗矿,以及把一定量的民矿纳入矿山规模之外,建设甘冲至少还有这样两种方式。其一是在甘冲完全新建一个完整的矿山。正如设计那样。其二,把甘冲的建设作为三矿扩建,而主要内容是为它开辟一个新的采矿场。我们之所以提出后一种方式。理由如下:

(1) 黑土坝与甘冲,都是为氧化铝厂提供石灰石的矿山,它们具有多方面的同一性:

(2) 两矿相距不远,黑土坝靠近厂部。空地多,在此扩建无须征购土地。

(3) 黑土坝所剩矿量不多,实际上已没有自己开采。既如此,剩余矿量留给民采,这样,就不存在两矿要平行生产的问题:

(4) 黑土坝矿山,临时工程已变成了永久性工程,特别是破碎、筛分设施,从主要设备的选择到厂房结构,成品矿仓的容积,均能满足原定二期需要,一次建成的(该矿一期规模30万吨/年,二期50万吨/年)。到76年底投资366.13万元,建成后又陆续投资百万余元(不包括进厂铁路专用线)。现有384人。既然如此,为它新辟一个采场,其余部份只作一些相应补充,人力、物力都能充分利用。

(5) 不仅节省投资, 还将加速矿山建设, 少征购土地, 争取时间, 早日改变矿山被动局面。

(6) 黑土坝与甘冲合而为一个矿山, 从本制上也将减少很多麻烦, 并使即将报废的黑土坝矿得以继续发挥作用。

综上所述, 我们认为, 硬把三矿和甘冲视为各不相干的两个矿山来对待, 是不妥当的。甘冲不应该作为一个完整的新矿山来建设, 而应该视为三矿扩建, 新开辟甘冲采矿场。

3、总图运输

如前述, 取消洗矿, 自然就没有洗矿厂及尾矿设施。此外, 由于采场用水当地就可解决, 不需要再到百花水库去浮船取水。

设计的成品矿经准轨铁路运至氧化铝厂。甘冲至艳山红东 10.3 公里铁路路基虽有了雏形, 但要通车, 尚有数十万立方米的土石方量以及涵洞、挡土墙、隧道等工程及上部建筑, 还需新增投资 700 万元左右。

若甘冲只作为三矿的采矿场, 而且, 由于地形所限, 铁路又到不了采场, 还需经汽车倒运。在此情况下, 从甘冲采场到三矿原矿仓采用单一的汽车运输, 更有节省初期建设投资, 见效快, 灵活等显著优点。

经比较沿铁路新修一条捷道, 长十余公里。此公路还可为将来运送灰渣服务 (如灰渣堆场工程在前, 则可省下 3.5 公里共用的公路投资) 见附图。

三矿的破碎、筛分车间是按 50 万吨/年

规模一次建成的, 但各设备均有相当富余, 只需增加细碎车间及几格成品仓。成品矿石经已建成使用的铁路专用线进厂。

矿部及主要工业场地、生活区均在黑土坝。剩下来在甘冲只需建少量为采场服务的设施即可。

4、开采境界

在甘冲矿段的东偏北距设计所圈定的最终境界 200~400 米范围内, 有一个百余户的甘冲村。设计为此采取了一系列措施, 但设计审查会议认为, 这些措施只能相应减少飞石, 并不能解决搬迁问题, 最多只能推迟几年。

该矿矿量丰富, 加之南端尚有长冲矿段, 不如缩小开采境界。按安全距离要求, 并结合矿体赋存条件, 缩小境界后尚有一千余万吨可采矿量, 可供开采二十多年。

5、采矿

设计根据该矿的特点, 确定露天开采与人工剥泥相结合的开采方法, 无疑是正确的。但直接沿引了地质报告中歪曲了的含泥率, 夸大了泥土的为害。除增加了洗矿, 加大了开采量外, 还为了“确保质量”, 把开采损失率加大到 10~30%, 为一般石灰石矿的十余倍。由于这部份已采矿石, 作为废石抛弃, 又使得采剥总量增大了 20 万吨/年左右。既增加了投资, 浪费了资源, 又加大了矿石的剥离摊销成本和废石场占地面积。

与之相反, 计算贫化时, 只估计人工剥掉表土和地表溶洞土的 40%。而该矿表土厚度平均 2 米, 即使平均残留 0.2 米, 也应去掉表

土含泥量的90%。此外,清除泥土的工作完全可以包给农民去干,以减少矿山人员。

为减少运距,场外开拓公路改从矿体南端进线。矿石平均运距11公里。

上部水平矿量不多,设计采用硐室大爆破,这不仅加重了基建任务,而且需用4立米电铲铲装,使设备能力富余太多。本方案拟用1立米电铲铲装,12T自卸汽车运矿

为充分发挥设备效率,采用每日三班作业。

以上是主要的五个方面,至于其它既可这样也可那样,而且对投资、设备、人员影响不大的诸问题,就不在赘述了。

三、推荐方案的技术经济效果

如前述,贵铝石灰石矿的建设面临当务之急。而目前国家又处于调整国民经济,压缩基本建设战线时期。解决需要与国力矛盾的有效途径之一,是尽可能的减少基建投资。推荐方案的现实性,正在于:它在保证持续、稳定供给足够量合格矿石的前提下,将使建设费用,减少两千多万元。随着投资和设备人员的大幅度缩减又将使矿石的直接成本和经营管理费得以减少。使拟建企业扭亏为盈,是推荐方案的最大优越性。

为了便于说明问题,兹将设计与推荐方案的各主要技术经济指标对比如下:

甘冲石灰石矿到底应该如何来建,是大有探讨之必要,我们愿以孔之见,抛砖引玉。以期集思广益,以较少的钱办更多之事。由于水平有限,不当之处恳请批评指正。

顺序	指标名称	单位	修改初步设计	推荐方案
	地质、矿山			
1	出矿品位			
	C.O	%	51.92	53.10
	M.O	%	0.58	0.50
	S.O ₂	%	3.37	2.24
2	平均剥采比	吨/吨	0.28	0.15
	生产剥采比	吨/吨	0.54	0.31
3	损失率	%	10-40	3-5
	开沟	%	40	5
	硐室爆破	%	30	/
	潜孔钻爆破	%	10	2
4	废石混入率	%	2-5	2-5
5	矿石含泥率	%	4-5	2.08 (平均)
6	生产规模			
	采矿	万吨/年	65	45
	剥离	万吨/年	35	14
	采剥量	万吨/年	100	59
7	矿岩平均运距			
	运矿	公里	2.5	11 (运至三矿)
	运岩	公里	1.5	1.2
8	主要设备			
	W-1002电铲	台	2	1 (已有两台,共三台)
	W-4电铲	台	1	0
	YQ-150A钻	台	4	1 (已有两台,共三台)
	自卸汽车	台	19 (15T)	32 (12T)
	推土机	台	4 (T ₂ -120)	0 (已有两台)
	碎石机(改制)	台	2	0 (暂不要)
二	洗矿、破碎			
1	原矿能力	万吨/年	65	50 (考虑7万吨/年民口块矿不破碎不进仓)

接上表

2	产品成品率	%	85 91	87 (3% 运输, 破碎损失)
3	合格产品品位			
	C.O	%	> 52	> 52
	M.O	%	< 2	< 2
	S.O ₂	%	< 2-3	< 2-3
4	产品产量	万吨/年	55.2	55.2
	总图运输			
1	选厂占地	公顷	10.65	0
2	尾矿库占地	公顷	30.8	0
3	搬迁居民	户	初期 36	0
4	厂内铁路	公里	1.36	0
5	外部铁路	公里	10.3	0
6	厂内公路	公里	2.04	13 (包括矿部道路整修)
四	劳动定员	人	520	50 (已有 384 人)
五	全员劳动生	吨/人	3.54	4.24
	产率	日		
	(按成品计)			
六	投资			
1	基建投资	万元	> 3500 (包括外部运输铁路及漏项)	1070 (新增投资) 1400 (包括黑土坝有效投资)
2	单位投资	元/吨、年	63.4	19.6 (以新增投资计)
	(以成品计)			25.4 (包括黑土坝计)
3	流动资金	万元	215.28	200
七	成本			
				下列数字是以设计投资计算的, 与实际偏小
1	采矿出矿成本	元/吨	5.51	6.53 (返至黑土坝)
2	选矿、破碎	元/吨	1.80	0.50

3	产品 I 成本	元/吨	9.54	9.03
4	产销成本	元/吨	10.24	9.73
5	售价	元/吨	13.0 (销售点在甘冲)	14.0 (销售点在黑土坝少 9 公里铁路运输)
八	年总经营费	万元/年		
	总工/成本		565.5	521.9
				673 元/吨 × 45 万吨)
	贷款利息	万元/年	105 (以 3500 万元计)	32.1 (以 1400 万元计)
	流动资金利息	万元/年	5.43	5.04
九	年度总产值	万元/年	717.6	772.8
十	年盈利			
	毛利	万元	152.1	250.9
	净利	万元	41.67	213.76
十一	经济效果		以 3500 万元计 (包括铁路及漏项)	以 1400 万元计 (包括三矿有效投资)
1	投资静态返	年		
	本期			
	以毛利计	年	23	5.6
	以净利计	年	84	6.6
			服务年限仅 26 年无法返本	
2	静态投资收	%		
	益率			
	以毛利计	%	4.3	17.0
	以净利计	%	1.2	15.2

提高铝矿利用的经济效果

杨伟庆

一、储量

我国铝土矿截止1979年底的储量为11.5亿吨,其中工业储量4.4亿吨。铝土矿资源集中于山东、山西、河南、贵州、广西五省区,工业储量占全国总工业储量的90%以上,地质储量占总地质储量的84%。现在已有山东、河南、贵州、山西四省的铝土矿资源已经有部分矿区进行开采和建设。现已利用的矿山的工业储量占全国总工业储量的38%。

我国铝土矿绝大多数是一水硬铝石型,仅东南沿海有极少量三水铝石型铝土矿。这就决定我国铝土矿加工生产氧化铝较为困难。其次,我国大部分铝土矿含氧化铝和氧化硅都比较高,铝硅比值较低,用国外通常采用的较为简单的拜耳法加工处理很不经济。但我国还有部分铝硅比值较高的铝土矿,可以用拜耳法处理。在4.4亿吨工业储量中,各不同铝硅比值的矿石储量所占比重如下:

铝硅比值	10以上	7—10	4—7	4以下
占总储量的%	10	20	60	10

二、开采

解放以前,我国没有正式的铝土矿开采,解放后三十年来,通过基本建设,至1979年底共形成铝矿开采能力157.6万吨/年。1980年山东、郑州、贵州三大铝厂的矿山共开采铝矿石74万吨,其中81%是露天开

采,仅在山东淄博矿区有少量的地下开采。此外,还收购了不下60万吨的民采铝矿。

铝矿的地下开采,不仅投资,成本都比较高,而且还有一些技术问题没有能够妥善解决,因而露天开采的境界扩大,剥离与采矿的比例越来越大。1980年重点铝矿的剥离量与采矿量的重量比为8.9,其中如山东淄博铝矿的露天矿开采已二十余年,其剥采比已超过14,昆明冶金设计研究院为贵州铝厂矿山所做的设计,有些矿段的剥采比已达到22。由于对铝矿的坑内开采的设计,技术上没有把握,不得不在露天矿上加大露天开采的境界,加大剥采比。

铝矿的地下开采,在地质情况简单,条件较好的矿段,已经开采或试验开采,出矿量较低,贫化率和损失率较高。现有的两个地下开采矿山,出矿量都不到10万吨/年。

三、投资

据七十年代的统计,全国铝矿露天开采的平均每吨矿石的投资为56.7元。在五十年代和六十年代开始建设的矿山,剥离量少,每吨矿石的投资在40元以下。随着近年来剥采比的增大,投资也大幅度上升,有的矿的投资已达每吨矿石80元以上。

地下开采的铝矿现在只有山东铝厂的王村矿和湖田试验矿,由于条件不同,投资相差很

大，王村矿每吨矿石投资不到25元，而湖南矿按有效投资计也将近100元。贵州清镇林歹铝矿魏家寨的坑内采矿，自1958年以来，几经变动，已施工的坑道大部分报废。已化投资二千万元，其中报废及无效投资至少有一千三百万元。但迄今尚未建成，按设计概算的有效投资，每吨矿石投资近150元。

四、成本

铝矿的开采成本，也是与日俱增，越来越高。山东淄博铝矿初期露天开采成本每吨为7—8元，现在洛阳铝矿的成本每吨约15元，贵州铝矿成本达每吨20元。即同一洛阳铝矿，矿石成本从1971年到1980年已提高约50%。

五、石灰石

石灰石是铝矿加工生产氧化铝所需的重要辅助原料之一。1980年铝厂共开采石灰石140万吨，全部由露天开采，其中有65%是和铝矿一起开采的。六十年代以来也建设了石灰石矿山专门开采石灰石。氧化铝生产要求石灰石的二氧化硅含量要低，因为二氧化硅在氧化铝生产中是有害杂质。利用氧化铝生产的废渣赤泥生产水泥也需用石灰石。这就和一般水泥厂所用石灰石的要求相同，而且可以利用氧化铝厂破碎后的石灰石碎料。

六、铝矿石的加工

铝矿石加工处理提取其中的氧化铝，是电解炼铝的原料。大体上两吨铝矿石制取一

吨氧化铝，两吨氧化铝炼成一吨金属铝。因此，生产一吨金属铝，就需要约四吨铝矿。氧化铝除电解炼铝外，还用于化学工业和研制材料。

在氧化铝的生产成本中，矿物原料（铝矿和石灰石）的费用，按不同情况占15%至20%。

铝矿石的质量品位，决定加工提取氧化铝的生产方法。首先是矿石的氧化铝含量和铝硅比值，其他杂质如氧化铁、二氧化钛的含量在一定条件下也会影响生产方法的采用。

铝矿石加工提取氧化铝最简单的方法是拜耳法即碱浸法，其优点是流程比较简单，每吨氧化铝的能耗和投资都较低，缺点是要求铝硅比值高的矿石。对于铝硅比值3—4的铝矿石，我国用烧结法加工处理已有二十余年的经验，取得了良好的效果。烧结法对矿石的氧化铁含量有一定要求，过高和过低在当前生产技术条件下进行加工处理都有困难，而且能耗较高，对烧成用煤炭的要求严格，所以有一定不利条件。用联合法加工处理铝矿石在我国也有十多年的历史，也取得很好的效果。联合法对矿石的适应性比较广泛，矿石中所含氧化铝的回收率高，能耗和其他主要材料消耗都比烧结法低，但生产氧化铝的流程比较复杂，必须很好安排拜耳和烧结两大系统的配合平衡，对设备的生产处理能力也有影响，因而氧化铝厂的生产规模要大，加工一吨铝矿石所需投资较高。

根据我国现在的技术装备水平和经济力量，考虑现有生产的条件和可能达到的技术经济指

标,加工铝矿石提取氧化铝的工厂初期建设规模不宜小于15万吨/年。对于用联合法生产氧化铝的工厂建设规模不宜小于40万吨/年,比较合适的生产规模应在60万吨/年以上。

经过粗略的经济计算和分析,可以认为:铝矿石铝硅比值在12以上,可以采用拜耳法加工;条件特别优越的,如矿石开采非常方便,建厂条件很好,矿石中氧化铝含量高,易于溶浸提取等,铝硅比在10~12之间的矿石,也可能可以采用拜耳法加工,但应作必要的技术经济计算和分析比较。矿石铝硅比值在5.5以上,可以采用联合法加工,但生产规模至少要在40万吨/年以上,同一矿能分别采出高低两种不同铝硅比值的矿石,其比例合适时,也可以采用联合法加工。至于铝硅比值较低(5以下)的矿石,其氧化铁含量合适,则采用烧结法加工也是可以的。

七、合理利用资源

占目前已知工业储量90%的山东等五个省区的铝土矿,已有山东、河南、贵州利用以生产氧化铝,山西的铝矿山正在建设中,广西也在筹备建设。因此,已经利用和准备利用的铝矿工业储量已占总工业储量的60%以上。

生产氧化铝所需的矿物原料为铝矿石和石灰石,矿物原料的费用按开采成本加到矿石的运费计算,占氧化铝生产成本在1966年为14%左右,到1979、1980年为22~24%,

而且还有继续上升的趋势。因而尽量利用资源降低矿石的开采成本,从而降低氧化铝生产成本中的矿物原料费用。对于资源应当统筹安排,合理利用。

上述五个省区的铝土矿矿点都不是很集中的,各矿点的品位铝硅比值各有高低。河南洛阳一带的铝矿石铝硅比值在10以上的矿点,也有铝硅比值低至4左右的矿点,贵州清镇和广西平果那豆矿区,也都有铝硅比值高低不同的矿点。如按照高低两种铝硅比值的矿石分别开采,分别按合适的方法进行加工处理,不仅在采矿、运输、配矿生产工艺上有利,从而降低矿山的投资与成本,而且也能提高氧化铝生产的经济效果。即使有部分矿石,在当地的氧化铝厂不能加工处理,或者会影响当地氧化铝的技术和经济的效果,也可以运到其他矿山配合后加工处理。广西平果的堆积铝土矿,大部分是铝硅比值12以上的矿石,可能用拜耳法加工处理,同时采出的部分铝硅比值较低的矿石,不宜于再建烧结法加工处理的车间,而河南、山西、贵州等地的铝矿,又有部分低铝硅比值低氧化铁含量的矿石,也不适宜于采用烧结法加工,甚至要加入铁矿才能进行烧结,加入铁矿使铝硅比值进一步降低,生产氧化铝的经济效果更差,但把广西的部分高铁低品位矿按适当比例混合加工处理,不仅氧化铁的用量可以符合烧结法的要求,而且还可以提高矿石的铝硅比值,提高烧结法加工的效果。这样物尽其用,各得其所,充分利用铝矿资源,必能取得最佳的经济