

第四篇

多种采矿方法的选择与设计

第一章 采矿方法选择

第一节 选择采矿方法的基本要求

采矿方法选择,就是根据某一具体矿床的地质和采矿技术条件,选择出适合该矿床最优的采矿方法。采矿方法设计,则是根据已选定的采矿方法,对某个具体矿床进行方案及施工设计。

正确选择采矿方法对矿山生产有着极其重要的作用。因为它决定着矿山的生产布置、矿块的生产工艺、所用的材料、设备、劳动生产率、资源回收、采出矿石的质量、采矿成本、生产安全以及以后的选矿与冶炼加费用等等,而且,采矿方法一经选定,建设周期很长,影响面很宽,事后如要改变,也会造成很大的浪费,以至延误或中断矿山生产。

选择采矿方法是件相当复杂而又要非常慎重的工作。一方面要全盘考虑影响采矿方法选择的繁多因素,其中也包括一些技术政策性的问题;另一方面又要对一些主要工艺参数进行实验室和现场试验,或借鉴于类似矿山的实际资料。所以这一工作,在具体实践时都要取得相当熟练的经验,否则选出的方法往往会带有一定的局限性。

在生产实践中,选择采矿方法以后又发生变化,这种情况也是存在的,这是鉴于(1)提供选择的地质资料不符合要求;(2)对采矿方法选择的全过程重视不够,未按研究地质资料、选择采矿方法、基建施工、采矿方法试验、试生产、投产等程序,做好周密的规划;(3)对工艺、设备的引进和借鉴缺乏系统的试验,反映不切实际;(4)技术进步带来的更新需要。因此,根本问题是要充分研究一切影响采矿方法选择的各种因素。

择正确合理的采矿方法,必须满足下列要求:

1. 生产安全 即所选的采矿方法不仅能保证工人在日常采矿过程中的安全,事故发生时,能及时撤离作业区,而且又能保证地下各种设备、基本井巷。硐室或构筑物等不受采场地压活动及其它灾害的破坏。

历来安全事故的发生,不完全取决于客观的矿床地质条件,而恰恰在于主观的能否正确选择采矿方法及其关键的结构参数,即能否变不利条件为有利条件。

2. 合理的采矿强度 它是以满足国家对矿石产量的需要为前提的。采矿强度大。及时获得的矿量多,对地压管理及矿山安全生产非常有利,但是矿山服务年限缩短,设备折旧费用提高,对总的经济效益也会产生不利影响。权衡这些利弊,可以认为合理的采矿强度必须与矿山的生产规模相适应,生产规模大,就可取大面积高效率的采矿方法。

从另一方面讲,不同的采矿方法的矿块生产能力是不同的,阶段内可能布置的矿块数目也不一样。当生产规模确定后,同时开采的阶段数目就会有变化。从便于生产管理着眼,设计中通常以一个阶段回采即可满足产量要求作为选择采矿方法的依据,以此来核定生产规模的大小。

3. 经济效益高 采矿的经济效益可以体现在采矿成本、生产效率、能源消耗、材料消耗、矿石损失与贫化等方面,提高经济效益是使企业获得盈利的前提。

要降低采矿成本,措施在于发展机械化作业,提高机械化作业水平。只有依靠全面机械化,才能进一步提高劳动生产率。同时要改进工艺,加强管理,采取有效措施降低能源和材料消耗。而这一切必须有相适应的采矿方法来保障。

矿产资源是有限的,不能再生。所选的采矿方法必须能充分的利用矿石中有用成分,尽可能提高出矿矿石品位及伴生的贵重稀有金属的矿石回收率,同时降低贫化率。对有特殊要求的矿种应考虑有分采、分选的可能性。提高矿石回收率降低贫化率不仅能为采矿,’运输部门增加创收,也是为了满足选冶加工部门对矿石质量的需要。贫化率增大,选矿回收率将大幅度下降。

表 1-1 提供的是各种采矿方法损失与贫化推荐指标。

表 1-1 采矿方法损失与贫化推荐指标

采矿方法	开采条件	损失率 (%)	贫化率 (%)	备注
一、空场采矿法				
1. 全面法	倾斜,缓倾斜中厚及薄矿体	6~10	10~15	浅孔落矿
2. 普通房柱法	缓倾斜连续中厚矿体	15~20	8~10	矿柱不回采,浅孔落矿
	缓倾斜不连续中厚矿体	5~10	8~10	围岩较稳固

采矿方法	开采条件	损失率 (%)	贫化率 (%)	备注
3. 中深孔房柱法	缓倾斜中厚矿体	10~15 8~12	8~10 5~8	普通中深孔落矿先拉顶 预控
4. 分段空场法	急倾斜厚矿体 倾斜中厚矿体	10~15 6~8	8~10 6~15	中深孔落矿爆力运搬
5. 阶段矿房法	急倾斜厚大矿体	10~15	15~20	深孔落矿
6. 留矿法	急倾斜薄到中厚矿体 急倾斜极薄矿脉 急倾斜极薄矿脉	8~15 5~8 6~10	8~10 60~70 50~55	普通浅孔留矿 混采、留矿柱 混采、不留矿柱
二、崩落采矿法				
1. 壁式崩落法	缓倾斜中厚以下矿体	10~17	5~7	浅孔落矿
2. 分层崩落法	缓倾斜中厚矿体 倾斜、急倾斜中厚矿体	5~12 5~8	6~12 5~8	金属网假顶 柔性假顶
3. 有底柱分段崩落法	急倾斜厚大矿体 缓倾斜厚矿体 缓倾斜中厚矿体	10~20 10~20 15~20	15~18 15~20 15~25	中深孔落矿 中深孔落矿 单分段中深孔落矿
4. 无底柱分段崩落法	急倾斜厚大矿体 缓倾斜厚大及倾斜中厚矿体	15~18 15~20	15~20 15~25	中深孔 中深孔
5. 阶段强制崩落法	倾斜厚大矿体	15~20	15~25	深孔落矿
6. 阶段自然崩落法	厚大矿体	10~15	10~20	国外矿山资料
三、充填采矿法				
1. 上向水平分层充填				
干式充填	急倾斜、倾斜中厚矿体	5~9	7~10	有混凝土隔墙垫层
胶结充填	急倾斜、倾斜中厚矿体	5~7	6~9	
胶结与尾砂充填	厚大矿体	5~7	7~10	矿房胶结矿柱尾砂
削壁胶结充填	倾斜、急倾斜薄及极薄矿体	6~10	8~10	极薄矿体实际贫化较大
2. 点柱充填法	急倾斜厚大、缓倾斜中厚矿体 (尾砂充填)	15~20	5~7 7~10	有胶结面时 无胶结面时
3. 下向水平分层充填	急、缓倾斜中厚及厚矿体(胶结)	4~6	5~7	进路式回采
4. 壁式充填法	缓倾斜中厚矿体薄及极薄矿脉	5~8 4~6	7~9 8~10	进路回采壁式推进(水砂) 削壁胶结(实际贫化较大)
5. VCR 法	急倾斜、倾斜厚矿体	5~7	8~10	胶结充填矿房及矿柱

4. 工艺成熟可靠 所选方法应是有成熟范例、行之有效的。新设计方案或引用外来方法都必须通过系统试验,取得数据,以摸索出适合本矿的具体规律。设备使用也必须

可靠。所取主要技术经济指标,一般应留有应变余地,使有可能根据工艺发展,技术进步,调节适应。

5. 符合国家法规 目前,我国已对矿床开采陆续颁布了一些保护法,如环境保护法、资源保护法等,生产主管部门也作了一些规定,如采场技术管理规定等,这些法规规定都要求在选择采矿方法时遵照执行。

上面各项要求都是互相联系,互为因果的,选择时要求能做好综合考虑。

第二节 影响采矿方法选择的因素

影响采矿方法选择的因素很多,可以归纳成为以下两个方面:

1. 矿床地质条件 矿床地质条件是影响采矿方法选择的最基本因素,它对选择起控制性作用。地质资料必须按要求提出,而且必须足够可靠。地质条件一般包括下列内容:

(1) 矿石和围岩的物理力学性质。其中最关键的因素是矿石和围岩的稳固性,因为它决定着采场的地压管理方法、矿块的构成要素和落矿方法。采矿方法是根据地压管理方法来分类的,又是根据结构参数来定组别的,所以选择采矿方法首先要考虑矿岩的稳固性。当矿岩均稳固时,各种采矿方法都可采用,以空场法最为有利,可适当排除崩落法;当矿石稳固、围岩不稳固时,可优先采用崩落法或充填法,适当排除空场法,当矿石中等稳固或不稳固、围岩稳固时,可以选用分段矿房法、阶段矿房法或阶段自然崩落法,只有当矿岩均不稳固时才考虑使用下向进路充填法或分层崩落法。

(2) 矿体产状。主要是指矿体的倾角、厚度及几何形态等。

矿体的倾角影响采场内矿石的运搬方式。一般来说,水平矿体可采用有轨、无轨或电耙运搬; 10° 以下适用无轨设备运搬, 30° 以下矿体采用电耙运搬, 30° 以上到 $40^{\circ} \sim 45^{\circ}$ 可采用爆力运搬,只有当倾角大于 $55^{\circ} \sim 60^{\circ}$ 时才许用重力运搬。但当矿体厚度增大,即使倾角不陡,用底盘漏斗采矿法或留三角矿柱也可使用重力运搬。

矿体厚度影响采场的落矿方法和矿块的布置方式。厚度小于 0.8m 的极薄矿脉,缓倾斜或倾斜以下应优先选用削壁充填法,而当倾角大于 50° ,可考虑用留矿法混采或削壁充填法分采,单分层采矿法一般要求矿体厚度不大于 3m ,分段采矿法和阶段采矿法厚度分别要求大于 $6 \sim 8\text{m}$ 和 $16 \sim 20\text{m}$ 。厚度小时采用浅孔落矿,厚度大于 $5 \sim 8$ 以至 10m ,可

以采用中深孔、深孔以至药室落矿。

开采中厚以下矿体,矿块一般布成沿走向;而开采厚或极厚矿体则常布成垂直走向。

矿体几何形态不规则、矿岩接触情况不明显,只宜采用浅孔或中深孔落矿、分层或分段落矿,若用大直径深孔、阶段落矿就会带来较大的矿损和贫化。

(3)矿石品位及价值。品位富、价值高的矿石,应选用回采率高、贫化率低的采矿方法,如充填法;反之,宜采用成本低、效率高的采矿方法,如分段或阶段崩落法,当矿体中品位分布不均匀时,要考虑分采分运或工作面手选,对这样的采矿方法可用全面法,上向分层充填法以及无底柱分段崩落法等。

当在同一矿床中具有不同品位,且相差很悬殊的多个矿体时,可以采用不同的采矿方法,或用先采富矿暂时保留贫矿的充填采矿法。

(4)矿石和围岩的氧化性,自燃性和结块性。开采具有这些性质矿石的矿床,如含硫超过 20% 的硫化矿、遇水结块的粘土矿等,不宜采用矿石在采场内存放时间较长的留矿法、有底柱分段崩落法及阶段崩落法,只宜采用空场法或充填法。

(5)围岩矿化情况。围岩有矿化现象时,回采过程中对围岩混入的限制可以适当放宽,允许用深孔落矿的崩落采矿法,以部分地补偿由于围岩混入而使品位降低。但当围岩的矿物成分中有不利于选矿和冶炼加工时,应坚决选用废石混入率小的采矿方法。

(6)矿体赋存深度。当矿体埋藏深度超过 500 ~ 800m 时,地压增大,有可能产生岩爆现象,这时限制使用空场法,只宜采用崩落法或充填法。

2. 开采技术条件 某些开采技术条件提出的特殊要求,有可能对采矿方法选择起决定性作用。

(1)地表陷落的可能性。如地表移动带范围内有河流、铁路及重要建筑物,或由于环境保护要求不允许陷落地表时,则不能选用崩落法及采后用崩落围岩处理空区的空场法,只宜采用能维护采空区防止地表岩层移动的充填法、或事后充填的采矿方法。

(2)技术装备和材料供应情况。选择采矿方法时必须同时考虑有无设备和材料供应,备品备件能否保证。根据我国现时期经济条件,设备应该立足于国内产有,木材、钢材、水泥等紧缺物资应尽量限制使用。

(3)加工部门对矿石质量的特殊要求。选冶加工部门对采矿出矿常规定有最低出矿品位,允许粉矿含量、矿石块度、湿度及有害成分等特殊要求,所选采矿方法必须能满足这些要求。

有时国家对某些原料的规模或金属量、损失率等也提出有特殊要求,凡是不能满足这些要求的采矿方法,都不能考虑。

(4)采矿方法所要求的技术管理水平。所选的采矿方法应尽量能为现有工人和工程管理人员所掌握,这一点对中、小、地方矿山尤显重要。如同样可以采用的留矿法和分段采矿法中,技术力量薄弱的矿山,应尽量选用留矿法,它无论从采准布置和凿岩爆破技术上均较分段采矿法易于掌握。采用新方法,新工艺、新设备的矿山,要考虑试验及组织培训条件。

必须指出,上述的影响因素,既不能孤立片面对待,也难以面面俱到,必须密切结合矿床与矿山的具体条件,作出全面分析,有侧重的按提出的基本要求选用合理的采矿方法。

第三节 采矿方法的选择步骤和方法

选择采矿方法,按照一般使用的方法,分为方案初选、采矿方法技术比较和采矿方法经济比较三步骤。

1. 方案初选 初选之前,先应根据地质报告及踏勘现场所收集的岩体力学资料,对矿岩稳固程度、回采采场空区允许体积、暴露顶板最大跨度等作出估计,再按具体矿块范围分别选择不同的采矿方法或采场构成要素,然后分析研究采矿方法选择的否决条件(即决定因素)和控制条件,从中优选出若干个可行方案。这一步骤的选择,关系到所有好的方案能否都被选入,因此必须逐个方法的进行。对选出有代表性的方案,绘制出采矿方法方案标准图,并选定有关技术经济指标。

2. 采矿方法技术比较 初选选出的方案最多不宜超过 3~5 个,以 2~3 个为更好。对这些方案逐个比较下列内容;

- (1)矿块生产能力;
- (2)矿石贫化率;
- (3)矿石损失率;
- (4)千吨矿石采切比;
- (5)矿块的劳动生产率;
- (6)主要材料消耗特别是木材、钢材,水泥的消耗;
- (7)采矿工艺过程的繁简和生产管理的难易程度;
- (8)作业地点安全、通风条件的好坏等。

技术比较可以参照类似条件矿山的实际指标,或扩大指标定额(含 5 ~ 10% 左右的误差),提出实际数据或技术分析。分析中难免会出现同一方案有优有劣,对这种情况要分清主次、有所侧重,抓住在具体条件下起主导作用的因素。例如,贵重和稀有金属矿床的矿石损失率和贫化率就是主导因素;对于低价矿石,劳动生产率和矿块生产能力成了主导因素。

在一般情况下,经过技术比较,就可选出合理的采矿方法方案。真正优劣难分不能取决的是少数。在这种情况下挑选 2 ~ 3 个竞争能力强的,有不同类别的采矿方法进行第三步骤技术经济综合比较。

3. 采矿方法经济比较 经济比较的实质也是综合分析比较,它是以比较经济效益为主,涉及到每一方案实现后各项具体指标的差额。经济比较需要作详细的技术经济计算,根据计算结果,作最后的分析评定。

综合分析比较的内容包括以下三个方面:

(1) 表征经济效益的指标:采出矿石成本,最终产品成本,年盈利、总盈利或其净现值;基建年度投资、投资收益率,返本年限等;

(2) 年采出矿石规模,或全部服务年限内年产有用成分的数量和质量;

(3) 主要技经指标:矿块生产能力,千吨矿石采切比,劳动条件和生产率,水泥和坑木等大宗材料耗量等。

作综合分析比较时,当参与比较的各采矿方法方案的矿块生产能力、贫化损失率指标不同(影响确定的规模及每年的产品数量和质量),需作全面的综合性比较,对以下两种情况可以只作简化比较。

(1) 当参与比较的采矿方法方案的贫化、损失率相差较大,而全部采出矿石量、与采矿有关的投资相差不大,且规模相同时,只需比较两种方案的年盈利,总盈利的差额。

(2) 当参与比较的采矿方法方案的贫化,损失率、矿块生产能力,与采矿有关的投资基本相等时,只需比较其采出矿石成本。

以下简单介绍关于采出矿石成本及产品盈利指标的计算方法。

(1) 采出矿石成本。采出矿石成本是独立矿山或采选联合企业中采矿车间的综合性经济指标。一般可以按条件类似的矿山企业的实际成本指标选取,当没有可供利用的实际成本指标时,可按设计的技术经济指标和定额计算。

在矿山企业设计中常按成本费用项目计算采出矿石成本,对特大型矿山也可按生产工艺过程计算作业成本。

按成本费用项目包括:

1)辅助材料费用。指矿山生产过程中所消耗的炸药、雷管,导火线、导爆线、钎子钢,合金钎头、坑木、轮胎、风水管等材料费用。计算按当地材料价格乘以设计消耗定额,或按国家规定价格(考虑运杂费)乘以设计消耗定额。

2)工艺过程耗用燃料和动力。系指矿山生产中耗用的汽油、柴油,煤,电力及风力等费用(不包括修理设施耗用量)。燃料费按设计消耗定额乘以单价,动力费中的电费按国家现行的两部电价计费。

3)生产工人工资及附加费。生产工人工资系指从事矿山生产的直接生产工人和辅助生产工人(不包括机修、维修和非生产人员)的基本工资与辅助工资之和。辅助工资是指浮动工资及各种工资性津贴,可用辅助工资系数乘基本工资取得。地下矿山工人平均工资等级为4~5级,辅助工资系数为0.25~0.30。工资附加费系指由生产工人工资总额中以11%比例提成的劳保费、医药费及福利费等。

4)基本折旧。井巷工程、建(构)筑物,采矿工程设备等的投资属固定资产投资。基本折旧是指从固定资产投资中,按服务(使用)年限所确定的基本折旧率提取的基本折旧费。

5)大修费及维修费。大修费列入计划修理项目,维修费是指固定资产中小修理费用。大修费系从固定资产投资中按大修理费率提取。黑色地下矿山和有色地下矿山建筑部分大修理费率均为1~1.5%,而有色矿山设备部分大修理费率为2.0%。维修费按维修费率提取,地下矿设备和建筑物的维修费率为12%。

6)车间经费及企业管理费。车间经费和企业管理费系指车间和企业范围内所支付的各项管理费和业务费用。它包括的费用项目很为广泛,计算也很复杂。一般新设计的矿山常按类似矿山选取,改扩建矿山按实际指标取用。

按生产工艺过程计算作业成本,则成本项目包括:采准、回采、提升、运输、通风、排水、破碎、维简费或折旧费、企业管理费。由各项作业费用累总为单位采出矿石成本。按这种计算方法,可以分析各生产环节的经济效果。

(2)产品盈利指标。产品盈利系指产品的国家规定价格与产品成本间的差额,它是全面衡量企业各方面工作质量的综合性经济指标,也是评价设计技术方案的重要价值指标。

盈利指标有以下三种表示方法:

1)单位产品盈利。当从矿石中只提取一种产品,如矿石、精矿或金属,则以单位产品价格和其成本的差额计算单位产品盈利,

2)一吨采出矿石工业利用盈利。当从采出矿石中提取几种产品,由于每种产品的数

量和盈利不同,就要用一吨采出矿石的工业价值和一吨采出矿石的回采,运输和加工费的差额计算一吨采出矿石的工业利用盈利,即

$$d_g = W - v, \text{元/t} \quad (1-1)$$

$$W = \sum_1^n \gamma P, \text{元/t} \quad (1-2)$$

式中 d_g ——一吨采出矿石工业利用盈利,元/t;

W ——一吨采出矿石工业价值,元/t;

v ——一吨采出矿石开采与加工费用,元/t;

γ ——产品产出率,%;

P ——产品价格,元/t;

n ——产品数目。

3) 矿床开采盈利。当比较的两个设计方案产出的产品数量不同时,考虑整个矿床工业储量在开采与加工过程中的回收指标,需要用矿床开采盈利指标来比较方案的盈利多少。

矿床开采盈利指标可用下式计算:

$$D = dG \quad (1-3)$$

式中 D ——矿床开采盈利,元;按产出产品不同,可以分采出矿石、精矿或金属;

d ——单位产品盈利,元/t;也按不同产品区分;

G ——矿床开采得到的产品数量(采出矿石量、精矿量、金属量),t。

比较设计方案的年盈利系从企业年总产值与企业年总成本的差额中得出,或从单位产品盈利乘以年产量得出。

第四节 采矿方法选择示例

某银矿床,系由多个不规则似层状矿体组成,除两个矿体隐伏外、其余都不同程度出露地表。氧化层深度平均达 52m。矿体走向总长约 2800m,在横剖面上各矿体呈迭层状排列,相间 10~20m。主矿体属第Ⅲ勘探类型,其余矿体具有膨缩、分支、尖灭再现等特征。矿体倾角西段为 50°~89°,东段为 25°~40°,中段为 40°~45°,平均 40°~45°,上陡下缓。倾向延深为 370~630m。平均厚度为 3~5m,最大厚度超过 10m。矿石以辉银矿为主伴有方铅矿、闪锌矿、黄铁矿,品位较高,坚固性系数 $f = 6 \sim 13$,属中等稳固。顶底板围

岩均为炭质绢云母石英片岩,含矿化,顶板 $f = 10 \sim 15$,整体稳固性在中稳以上,局部地段由于受层间挤压的影响,存在片理带,稳固性较差,底板围岩 $f = 8 \sim 14$,中稳至稳固。矿石平均体重为 $2.77\text{t}/\text{m}^3$,松散体重为 $1.62\text{t}/\text{m}^3$ 。地表允许崩落,但有氧化矿处要求保护。

矿山设计年产量为 19.8 万 t,即日生产能力 600t。

1. 开采方式的决定 该矿床由于开采范围大,寓地表浅,曾对采用露天或地下开采作过可行性比较,比较结果认为技术上都是可行的,经济效益也接近等价,但考虑矿山队伍已习惯于地下开采,并从减少先期投资和转入深部必需用地下开采的要求,决定采用地下开采。

2. 采矿方法的选择 根据该矿床矿体形态产状复杂、厚度与倾角变化较大,需要用多种采矿方法才能适应的特点。选定在矿体中段进行设计。中段是富矿段,品位较高,其采矿技术条件是:矿体倾角为 $30^\circ \sim 55^\circ$,平均 34° ;厚度 $4 \sim 10\text{m}$ 以上,平均 6.5m 。

(1)方案初选。按照上述开采条件:顶板中稳到稳、局部有片理带、矿石中稳、倾斜中厚矿体,可以考虑选用的采矿方法有:空场采矿法中的房柱法、留矿全面法和底盘漏斗分段法,充填采矿法中的分层或分段充填法。对崩落采矿法则因矿体厚度不大、形态产状变化大,贫化损失高,要保护上部氧化矿而不作考虑。空场法是适合本矿床开采条件的,工艺相对简单,经济上合理,安全也基本可靠,但采后空场需要作充填处理。充填法工艺复杂,生产能力低、成本高,仅由于其贫化损失指标低对采本富矿段有重要意义。

从所选这些方法中,留矿全面法依靠留矿是不能从根本上解决采场支护问题,采场顶板存在片理带,局部稳固性较差,这对留矿全面法是不利的,故初步选择予以删除。

分层与分段充填法,按工艺条件,出矿只宜用铲运机,充填只宜用水力充填。如果采用电耙出矿,矿石溜井工程量很大,且生产效率较低,用废石充填则劳动强度很大。故设计取用铲运机出矿及管送尾砂充填。采准工程除充填上山外,全部布在下盘。从分层充填与分段充填比较,分层的采准工程要比分段增加很多,同样用铲运机,分层充填的效率低于分段充填,且不能排除在矿石暴露面底下作业,不能改用中深孔凿岩,故决定将分层充填法也予删除。

剩下房柱法、分段充填法、底盘漏斗分段法三方案进行技术分析比较。

(2)采矿方法技术比较。以房柱法作为第 I 方案。取阶段高度为 35m ,采区长度为 100m ,区间条带矿柱宽 5m ,顶底柱高 8m ,底部结构高 7m ,矿房宽 12.5m ,房间方柱 $4 \times 4\text{m}$ 。采用扇形中深孔落矿,采场平均日生产能力为 120t 。该方案的矿块结构布置如图 1-1。

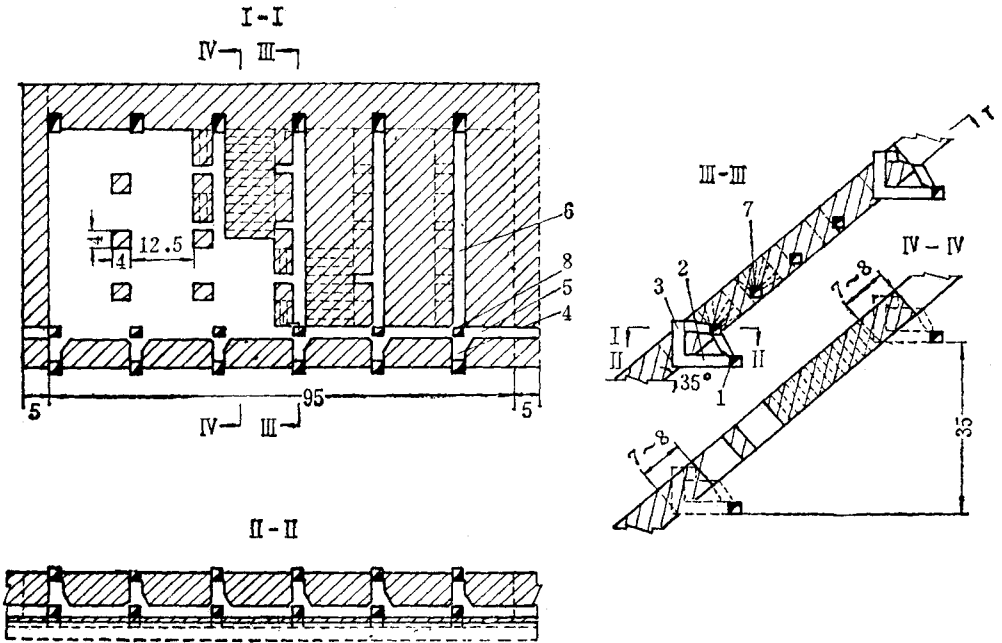


图 1-1 中深孔房柱采矿法

- 1—脉外运输巷道;2—行人联络巷道;3—行人天井;4—电耙硐室;
5—切割平巷;6—凿岩上山;7—凿岩平巷;8—溜矿井

以分段充填法作为第Ⅱ方案。取阶段高为 35m,采场长 100m,分段高 7m,采场不留顶底柱,暴露面用预留矿柱的形式控制在 250m^2 以内。采用扇形中深孔落矿,采场平均日生产能力为 80~120t。该方案的矿块结构如图 1-2。

以底盘漏斗分段采矿法作为第Ⅲ方案。取阶段高为 35m,采场长为 50m,分段高 8.75m,采场留顶柱,每个分段间留 2m 厚矿柱,底部结构布入下盘,切割天井布在中间。采用扇形中深孔落矿,采场平均日生产能力为 100t。该方案的矿块结构布置如图 1-3。

现根据作业安全性、采场生产能力、采准工程量、矿损与贫化指标、劳动生产率及工艺管理等因素来分析评价这三个方案的优缺点:

经过表 1-2 初步分析比较,明显看出:Ⅲ方案的采切比与开采贫损指标均高于Ⅰ、Ⅱ方案,且其嗣后充填有一定困难,故决定删除,不再进行综合分析比较。

Ⅰ、Ⅱ方案在安全、技术、生产能力及开采贫损指标等方面均各有所长,很难分出优劣,故进一步作方案的综合分析比较。

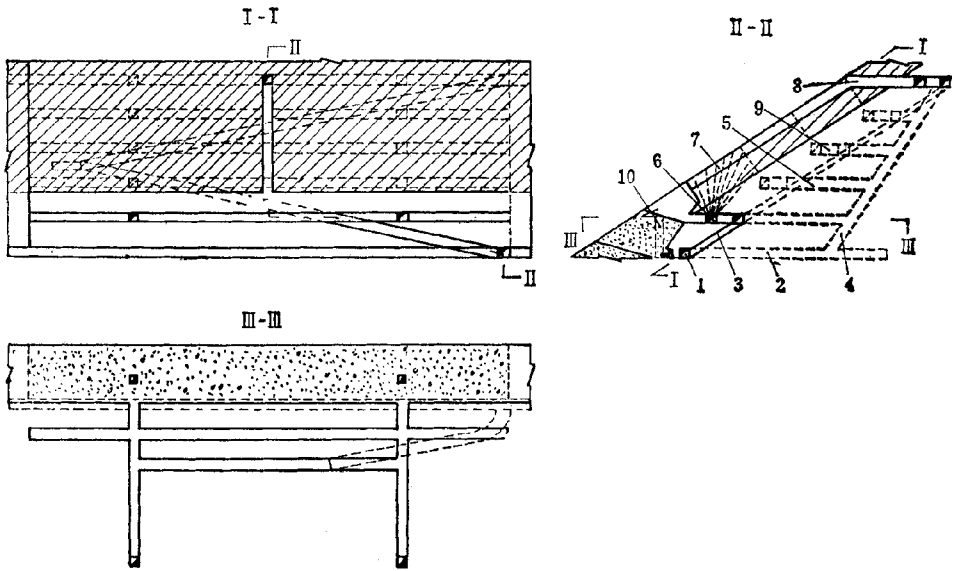


图 1-2 分段尾砂充填铲运机出矿方案

1—阶段运输平巷；2—运输横巷；3—采场斜坡道；4—矿石溜井；5—分段出矿巷道；
6—分段凿岩巷道；7—充填上山；8—充填联络道；9—采场联络道；10—滤水井

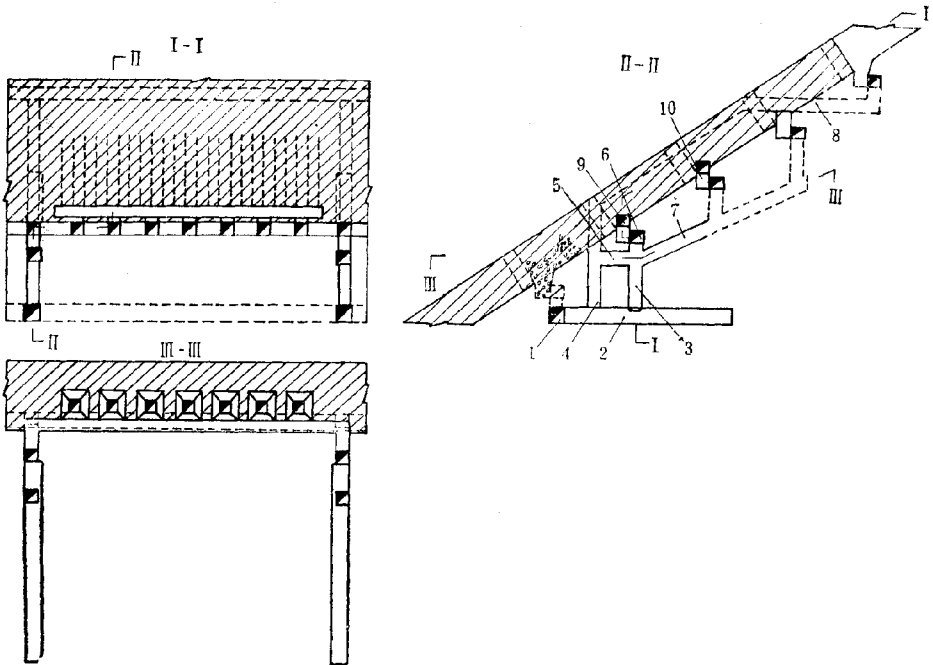


图 1-3 底盘漏斗分段出矿嗣后充填方案

1—沿脉运输平巷；2—运输横巷；3—矿石溜井；4—行人回风天井；
5—通风联络道；6—采场分段电耙道；7—集矿电耙道；
8—充填联络道；9—分段凿岩巷道；10—漏斗颈

表 1－2 采矿方案技术比较表

	I 方案 (房柱法)	II 方案 (分段充填法)	III 方案 (底盘漏斗分段法)
优点	1. 回采作业在专用巷道内,雪橇式支架上进行,安全性好 2. 采场生产能力大,凿岩与出矿可平行作业 3. 生产工艺较分段充填法简单,管理方便 4. 采准工程量少,大部分巷道都布在脉内有副产矿量 5. 劳动生产率高,采矿成本低 6. 电耙为常规设备,经济耐用	1. 回采作业在分段凿岩巷道内进行,安全性好 2. 凿岩比 I 方案容易掌握 3. 分段高度小,能适应矿体产状变化,充分回收矿产资源 4. 空区处理及时,充填质量好,有利于控制地压,保护上部氧化矿安全开采 5. 出矿用铲运机,工艺与设备先进	1. 回采作业在专用巷道内进行,安全性好 2. 采场生产能力大 3. 电耙为常规设备,经济实用
缺点	1. 留规则方柱及顶底柱,损失贫化比 II 方案高 2. 在雪橇式支架上凿中深孔技术要求较高 3. 在暴露空场内经常挂电耙滑轮较为麻烦,且底板很难清静	1. 回采工艺复杂,管理难度较大 2. 采准工作量大,且大部分布在脉外 3. 铲运机维修保养技术要求较高 4. 由于矿体薄、倾角缓,顶盘三角部分矿体比重大且不易开采,使贫化损失增大	1. 采切比比 I、II 方案大 2. 开采贫损指标较 I、II 方案高 3. 嗣后充填及接顶均较困难

(3)综合分析比较。综合分析比较是以衡量经济效益为主的分析核算,一般都要算到企业的最终盈利为止。本企业最终产品为成品银,故当计算出回收的成品银总量时,就可从其年产值及年经营费用算出采、选、冶全部过程是否盈利及盈利多少。如只计算到选矿过程,则按精矿含银量计算其产值。

表 1－3 为两采矿方案核算至最终产品成品银时的经济比较表。

表 1－3 采矿方案经济比较表

序号	项目名称	计算单位	I (房柱法)	II (充填法)	II－I	备注
一	按 19.8 万 t/a 规模					
1.	投资	万元	8.44	41.41	32.92	只计不同部分 计 Ag、Pb、Zn
2.	年经营费用	万元/a	26.75	55.15	28.40	
3.	年产值	万元/a	2016.23	2062.76	46.53	
4.	回收白银总数	t				
	计精矿含银量		315.36	346.9	31.54	
	计成品银		274.99	302.5	27.51	

序号	项目名称	计算单位	I (房柱法)	II (充填法)	II - I	备注
二	按每 t 矿石计算					
1.	经营费用	元/t 采矿	1.35	2.78	1.43	只计不同部分
2.	产值	元/t 采矿	107.47	109.86	2.39	计 Ag、Pb、Zn
3.	盈利差额	元/t 采矿			0.96	

(4)采矿方法的选定。综合上述比较结果,从产值和金属回收量指标,充填法较房柱法有利,但从技术上房柱法生产工艺相对简单,矿块生产能力大,在专用巷道内作业也较安全。考虑到本矿床矿岩稳固性尚难预计,为可靠出发,设计推荐使用房柱法。

第二章 采矿方法单体设计

第一节 单体设计的主要内容

采矿方法选定以后,即可进行采矿方法的单体设计。采场单体设计有两种形式:一种是设计部门,为制订初步设计而作的标准矿块采矿方法设计,这是一种标准的方案设计,是以地质勘探报告所提供的资料,归纳成为具有代表性的矿块,按代表性矿块条件作出的结构方案设计,另一种是具体矿块的采矿方法施工设计,含真实的坐标、储量、品位等,需经生产探矿以后,达到 B 级勘探精度的基础上作出的设计(对于复杂Ⅳ勘探类型矿体和边远分散小矿体,可根据具体情况降低级别)。矿块施工设计是矿山生产部门的一项经常性的技术工作,其设计质量好坏,不仅直接影响到资源的回收、采出矿石的质量和采矿成本,而且还关系到生产人员和设备的安全、劳动强度以及通风防尘的效果。

采场单体设计应在本阶段采场总体设计的基础上进行,要照顾上、下、左、右相邻采场的关系,并遵照其回采顺序。作矿房的回采设计时应包括矿柱的回采设计。

单体设计一般都包括采准和回采设计两大部分。采准设计实质是矿块的结构设计,回采设计则主要是工艺设计。不同的采矿方法,设计的重点不同,深广度也有很大差别。如采用深孔、中深孔落矿的采矿方法,有深孔、中深孔设计、大爆破设计,采用在覆盖岩层下放矿的采矿方法,有放矿设计等,只有像浅孔落矿的采矿方法,因内容简单,才作一般性的单体设计。

采场单体设计一般应包括:采矿方法选择的依据,采场结构及参数的确定,采场工程

布置,施工顺序及进度要求,落矿、出矿和充填,顶板管理,通风及安全措施,降低矿石损失、贫化的措施及主要技术经济指标等。

同时应完成下列的图纸内容:矿房和矿柱的总体布置图,采准、切割工程布置图,主要巷道断面图,支护结构图,炮孔布置图,施工进度计划,工程量表和作业循环图表。

大爆破设计除设计说明书外,还应提供装药结构和爆破网路等有关图纸。

技术经济指标部分的内容应包括:地质储量,地质品位、采矿量、出矿量及采矿品位、矿石损失率、贫化率、采准切割量、采掘工效、采场生产能力、主要材料消耗和作业成本等。

第二节 单体设计所需的原始资料

作标准方案设计所需要的资料,是由地质勘探部门在地质勘探报告中提供,作施工设计所需的原始资料,则由矿山地测部门在生产探矿的基础上提供,一般应包括:

- (1)设计块段的矿体赋存条件、地质构造、矿石与围岩的物理力学性质;
 - (2)设计块段的矿石储量和储量级别;
 - (3)设计块段的探矿资料,包括探矿坑道的地质平面图、探矿天井地质剖面图及地质文字说明书等;
 - (4)设计块段平面图及相邻阶段的平面图(含坐标);
 - (5)相邻矿块的采矿技术经济指标或开采同类型矿床的经验资料;
 - (6)可为矿块施工提供的采、装、运设备和材料资料。
- 各项地质资料是随着施工素描而逐渐填补的。施工中都应及时实测地质平面图和剖面图,提出补充地质资料,尤其是对赋存条件复杂、浸染状矿体等,有必要时要求地测部门作二次圈定,将圈定结果及时补充升级。

第三节 采准设计

矿块采准设计是在矿块采矿方法方案已经确定的基础上进行,它是单体设计的基础,其具体内容包括:

- (1) 矿块构成要素及底部结构型式的确定;
- (2) 回采方案及回采范围的确定;
- (3) 选择拉底切割方式, 确定切割巷道及切割槽的布置, 以及爆破顺序、爆破方向;
- (4) 确定凿岩巷道的布置, 在此基础上计算采切工程量、采切时间和采切费用;
- (5) 确定采场通风、联络及运输系统;
- (6) 采切和回采设备选型;
- (7) 绘制采准设计图及采准巷道断面图。

以下就采准巷道的布置, 采准巷道断面决定、采切工程量计算、采切时间及采切费用等的设计要点进行说明。

1. 采准巷道的布置 布置采准巷道可以从阶段运输水平、二次破碎水平、拉底水平、分段水平以及从联络上下阶段的天井剖面、切割槽剖面等主要平剖面入手。布置时尽量遵循下列原则:

- (1) 巷道位置应符合矿块最合理的结构与参数, 设计应对此作简要论证;
- (2) 巷道位置应适应矿体倾角和厚度变化, 尽可能便利凿岩和放矿;
- (3) 巷道位置要考虑矿体的地质构造和矿岩的物理力学性质, 尽可能避开断层, 破碎带, 或与断层成直交或斜交。
- (4) 布置凿岩或运搬巷道时, 应考虑凿岩和运搬设备的有效工作范围, 如用 YG-40 型凿岩机, 有效深度为 10~12m, YG-80 和 BBC-120F 型凿岩机有效深度为 20~25m; 电耙设备的有效运距为 40~60m;
- (5) 要保证工人作业安全、联络方便, 通风良好;
- (6) 遵循探采结合, 尽量利用已有探矿井巷为采准服务, 采准巷道也一定要继续发挥探矿作用;
- (7) 当矿块分两个步骤回采时, 采准巷道要尽量考虑为矿房矿柱回采所共用;
- (8) 尽量避免在有塌陷危险的采空区上盘布置凿岩井巷;
- (9) 电耙道的位置要考虑保证稳固, 便于装矿和布置通风联络道。

2. 采准巷道的断面形状和规格 断面形状和规格可按巷道的用途、穿过矿岩的稳固性以及所用的采矿设备的外形尺寸来确定。考虑到采准巷道使用时间比较短暂, 只要用途适应、安全许可, 其结构和规格均可比开拓基本巷道简化。巷道断面尺寸确定后, 应绘制成施工图。

3. 采切工程量及采切比 采切工程量可列表计算。设计中, 当矿块作一个步骤回采时, 只算整个矿块的采切比, 当矿块分步骤回采时, 则应分别计算矿房与矿柱的采切比。

对于开切割槽和拉底的工程量,采切比中只算为开切割槽和拉底而开创自由面和补偿空间(如切割天井、拉底平巷、拉底横巷)的工程量,不计切割槽和拉底层其余部分的工程量,其余部分属于切采,归到回采矿量中。

4. 采切工作顺序及矿块采切时间 采切工作顺序应优先为方便通风、出碴及压气供应等创造条件,并尽量使采切工作期内出勤人员和设备大体取得平衡。按一般矿块采准设计的施工顺序都是先从掘进运输平巷,贯通上下阶段,接着做底部结构拉底,与此同时进行切割和掘进凿岩巷道等。按照先后顺序编制矿块采准切割工作进度计划表,并依表排出矿块的采切时间。表 2-1 是常用的矿块采准切割工作进度计划表的表式。

表 2-1 矿块采准切割工作进度计划表

工程项目	工程量 (m 或 m³)	掘进速度 (m 或 m³/月)	完成时间 月	进度顺序(月)			
1. 运输平巷							
2. 天井							
3. 回风平巷							
4. 拉底平巷							
5. 切割天井							
6. 漏斗颈							
7.							
.....							

5. 采切费用 矿块的采切总费用可以按表 2-2 求出,折算到每 t 矿石的采切费用需将总费用除以该矿块的采出矿石量(t)。

表 2-2 矿块采准切割费用计算表

工程项目	工程量 (m 或 m³)	单价 (元/m 或元/m³)	金额(元)
1. 运输平巷			
2. 天井			
.....			
.....			
共计			

采准设计的结果应能提交采准设计说明书和采准设计图表。说明书除表达上述设计的论据外,应阐明该矿块的地质条件及采准施工的技术措施和要求。图纸的数量和精度,以方便施工为准。

第四节 回采设计

回采设计是在采准设计已施工完毕,矿块已被充分揭露后,根据具体的分层、分区条件下进行。它主要是设计按回采作业所采用的工艺方法及其有关计算。由于各种采矿方法的回采作业不同,回采设计的内容有很大差别。以下只就对回采设计的一般内容作概括介绍。

1. 回采方案及回采范围的确定 回采方案是指矿块各部分的回采顺序、落矿方式与爆破规模、以及采用混采或分采等,在回采设计中具有技术决策性的内容。回采范围是指圈定矿体的边界线、断层区域的回采界线、混采时的采幅以及拉底范围、切槽范围等。这些问题的决定都与矿体的赋存条件、地质构造、含夹层情况、含品位情况有关,要求在采准工作结束后,地质资料得到充分补充的基础上,做出具体确定。

2. 落矿 包括选择凿岩设备及工具,布置并设计炮孔落矿参数,凿岩工作的组织及施工要求,爆破设计等。一般,浅孔落矿较为简单,深孔落矿尤其是扇形深孔落矿,要按深孔排位、每排扇形孔中心,每个深孔的孔位、倾角方向、孔深、孔底距、装药量等作出周密细致的计算,并把计算结果列表和绘制施工图。

3. 出矿与运搬 包括选择出矿与运搬设备、拟定出矿制度、二次破碎方法及决定截止品位等。

4. 采场通风 要求选择采场的通风系统,通风方式和通风制度,确定防尘措施,以及计算所需风量和通风时间等。

5. 地压管理 各种采矿方法所用的地压管理方法不同,必须根据所选用的采矿方法进行个别设计。如空场采矿法,先应对所留矿柱进行理论计算,再对比类似条件下取用的矿柱尺寸作具体分析,求得安全可靠、资源损失少的矿柱面积,又如用充填采矿法,应对充填料的配比与充填体的强度进行设计论证,作出工艺设计。

6. 回采工作组织 根据所选定的回采工艺、各项作业应完成的工作量、完成作业的定额等,计算出工作人员数和完成作业所需的时间,编制成回采作业循环图表(表 2-3)。利用循环图表可以检查与督促作业进展情况。

7. 回采计算 择要计算以下各项数字及指标。

(1) 矿块生产能力。指矿块平均每日生产的矿石量,可按下列公式计算:

表 2-3 回采作业循环图表

回采作业名称	工作量	定额	完成工作量所需时间(班)	循环时间						
				I	II	III				
1. 凿岩										
2. 装药爆破										
.....										
.....										
.....										

$$P = \frac{T_s}{t_s} n_b n_m, t \tag{2-1}$$

式中 P ——矿块或矿房的平均日生产能力, t;
 T_s ——一个回采循环中从回采工作面采下的矿石量, t;
 t_s ——一个回采工作面的回采循环时间, 班;
 n_b ——每昼夜回采工作班数, 班;
 n_m ——矿块(或矿房)中同时进行回采的工作面数。

上式是指以单步骤回采的矿块生产能力;若用两步骤回采,则应分别计算矿房和矿柱的平均日生产能力。

(2)回采的采场数。分别按矿房和矿柱摊配的班产量,及各自的采场生产能力进行计算。

1)所需同时生产的矿房数 N_r :

$$N_r = \frac{A_b i_r}{q_r}, \text{个} \tag{2-2}$$

式中 A_b ——班产量, t/班;
 i_r ——矿房采出矿石量的比值, %;
 q_r ——矿房回采的班生产能力, t/班。

2)所需同时生产的矿柱数 N_p :

$$N_p = \frac{A_b i_p}{q_p}, \text{个} \tag{2-3}$$

式中 i_p ——矿柱采出矿石量的比值, %;
 q_p ——矿柱回采的班生产能力, t/班。

(3)矿块回采时间。作单步骤回采时,以一个矿块中的矿量和一个回采作业循环时

间内采出的矿石量来计算。

(4)回采所需的设备、人员和材料数。凿岩机数量是根据同时回采的矿房、矿柱数和班生产能力,按凿岩机台班效率及每 m 炮孔的崩矿量计算:

$$\text{回采所需凿岩机台数} = \frac{\text{班回采矿量}}{\text{凿岩机台效} \times \text{后} m \text{ 炮孔崩矿量}} \quad (2-4)$$

选用指标时,应参照类似矿山的实际资料,结合设计矿山的具体条件作对比确定。

运搬设备数量按同时回采的采场数和备用采场数配置,以采场生产能力和运搬设备效率来计算其所需数量。选型时应参考类似矿山的实际资料。

计算出的凿岩、运搬设备都应乘以备用系数。各种设备的备用系数可参见表 2-4。

表 2-4 设备备用系数表

设备名称	备用系数(%)	设备名称	备用系数(%)
凿岩机	100	电耙	25
凿岩台车	25	局扇	20
装岩机	25	凿岩机风动支架	100
装运机	25		

人员数可按劳动定员定额配备,再分别按工作制度考虑在籍系数。连续工作制在籍系数为 1.15;间断工作制为 1.08。

材料数可按工艺过程具体计算,或参照类似矿山的实际资料作对比确定。

(5)回采作业成本。系指采矿直接成本,由回采过程中所消耗的材料、动力及工资等费用组成,不计及管理费用。计算时按单位采矿直接成本。计算方法可参照表 2-5。

表 2-5 采矿直接成本计算表

成本项目	年(月)总费用 (元)	年(月)总产量 (t)	单位成本 (元/t)	成本结构 (%)	备注
1. 辅助材料					
2. 生产过程中燃料及动力					
3. 生产工人工资					
4. 生产工人工资附加费					
.....					
合计					

(6)矿石损失和贫化指标。此项指标可以用列表的方式计算。先算出采准、切割,矿房回采和矿柱回采的矿石损失与贫化,然后再计算整个矿块的矿石损失和贫化。计算的表式可参照表 2-6。

表 2-6 矿块采出矿石量和损失贫化计算表

项目	矿石储量 (t)	回采率 (%)	贫化率 (%)	采出储量 (t)	采出矿石量 (t)	比值 (%)
1. 采准	T_1	η_1	ρ_1	$T_1 = T_1 \eta_1$	$T''_1 = \frac{T_1'}{1 - \rho_1}$	$K_1 = \frac{T_1''}{T''}$
2. 切割	T_2	η_2	ρ_2	$T_2' = T_2 \eta_2$	$T''_2 = \frac{T_2'}{1 - \rho_2}$	$K_2 = \frac{T_2''}{T''}$
3. 矿房	T_3	η_3	ρ_3	$T_3' = T_3 \eta_3$	$T_3'' = \frac{T_3'}{1 - \rho_3}$	$K_3 = \frac{T_3''}{T''}$
4. 矿柱	T_4	η_4	ρ_4	$T_4' = T_4 \eta_4$	$T_4'' = \frac{T_4'}{1 - \rho_4}$	$K_4 = \frac{T_4''}{T''}$
矿块合计	T	η	ρ	$T' = T \eta$	$T'' = \frac{T'}{1 - \rho}$	$K = 1$