序　言

矿山企业设计基础是采矿专业的主要专业课之一，其内容分三个方面：矿山设计内容及程序、技术问题的解决方法和设计中主要技术问题的确定。

一个矿山企业在建设时期和生产时期的效果，在很大程度上取决于设计的质量。矿山企业设计是以采矿专业为主体，与有关专业配合，对矿山进行全面规划、设计，既有很强的各专业的技术问题，又是一项综合性的互相配合的工作。我们在讲授这门课时，不能按照实际设计过程去讲，仅讲述设计的基本原理和与采矿专业有关的主要技术问题的确定方法。一般开采的技术问题在有关课程，如金属矿床开采等课中已讲过。本课中主要是讲方案性问题的决策，如年产量确定，开拓方案、采矿方法的选择等问题，以及其它课程未包括的而又是采矿专业必须获得的设计知识，如进度计划、总平面等问题。

本门课的重点是技术经济计算、评价及其在方案选择中的应用。在内容安排上，仍以常规设计方法为主，仅在第十二章中讲述优化设计问题。优化设计在地下开采中，尚未能推广应用，但它是方向，是有发展前途的设计方法。

目前我国系统地讲授矿山设计的书籍甚少。同学们在学习本课时，请多参阅有关动态分析法、技术经济评价、年产量和最小工业品位的确定、采矿方法选择以及其他有关矿山设计方面的文章，以扩展知识，充实自己。

本书是由东北工学院孙凯年主编。编写分工如下：序言、第一章、第六章、第七章、第八章、第九章和第十二章——孙凯年；第二章、第三章、第四章、第五章和第十一章——王振生；第十章——朱春久。

在编写过程中，曾得到有关院校、设计单位的大力支持和帮助，对此表示衷心的感谢。

由于我们的业务水平所限，书中难免有缺点和错误，欢迎读者批评指正。

编　者

1988年10月

TD353/k07-06

目　录

序言

第一章　概述 …… 1

第一节　矿山企业设计的基本内容 …… 1

第二节　初步设计的原始资料及协议 …… 3

第三节　设计中技术问题的解决方法 …… 4

第二章　设计概（预）算与总投资 …… 9

第一节　概述 …… 9

第二节　编制概（预）算所需的基础资料 …… 10

第三节　概（预）算的编制方法 …… 13

第四节　总投资 …… 17

第三章　产品成本计算 …… 22

第一节　产品成本概念及其分类 …… 22

第二节　成本项目计算 …… 24

第三节　多种产品共用成本的分摊 …… 28

第四节　年经营费的计算 …… 32

第四章　方案技术经济比较 …… 33

第一节　概述 …… 33

第二节　资金的时间价值及换算公式 …… 33

第三节　静态分析法 …… 38

第四节　动态分析法 …… 39

第五章　建设项目经济评价方法 …… 49

第一节　概述 …… 49

第二节　不确定性分析 …… 50

第三节　财务评价 …… 57

第四节　国民经济评价 …… 73

第六章　最小工业品位 …… 87

第一节　概述 …… 87

第二节　最小工业品位的确定 …… 89

第七章　矿山企业生产能力的确定 …… 94

第一节　概述 …… 94

第二节　按技术可能性确定生产能力 …… 95

第三节　按经济合理性确定生产能力 …… 100

第四节　分期建设 …… 102

第八章　矿床开拓方案选择 …… 104

第一节　开拓方案选择 …… 104

第二节　开拓方案选择实例 …… 105

第九章　采矿方法选择 …… 111

第一节　损失贫化对企业经济效果的影响 …… 111
第二节　采矿方法选择 …… 113
第三节　采矿方法选择实例 …… 117
第十章　总图运输 …… 124
第一节　概述 …… 124
第二节　总平面布置 …… 125
第三节　矿山地面运输 …… 131
第十一章　基建和采掘进度计划 …… 133
第一节　概述 …… 133
第二节　井巷工程基建进度计划的编制 …… 137
第三节　采掘进度计划的编制 …… 142
第十二章　优化设计 …… 145
第一节　优化设计的基本概念 …… 145
第二节　井田尺寸优化设计 …… 147
参考文献 …… 155

第一章 概 述

第一节 矿山企业设计的基本内容

一、矿山企业设计程序

矿山是一个复杂的体系，建设一个企业要花费大量的人力、物力和时间，故设计的正确性是十分重要的。矿山企业设计要全盘确定工艺流程及设备等技术问题，牵涉到许多不同专业的工艺，是一项综合性的工作。因此进行矿山企业设计时，要按照一定的程序去进行，使设计有条不紊，配合恰当，确保设计质量。

一般矿山企业设计均为两段设计：初步设计与施工设计（施工图）；对大型、特大型且条件复杂的矿山，在国内尚无经验的条件下，可作三段设计：初步设计、技术设计与施工设计。

矿山企业设计的步骤如下。

1．前期工作 前期工作有下列几项。

（1）勘测、科研及试验。例如，为论证建设项目的可能性，所需进行的资源补充勘探，工程地质、水文地质的补充勘探，地形的补充测量，进行必要的科学研究、工艺试验，以及地震、气象和技术经济资料的收集等项工作。

（2）可行性研究。由主管部门委托设计单位或咨询单位进行可行性研究。可行性研究的任务是初步论证建设项目（或扩建、改建项目）在技术上、经济上的可行性，确定工艺流程、主要技术方案和投资估算等。

（3）设计任务书。在可行研究的基础上，对推荐的方案再进行研究，落实各项建设条件和协作配合条件。设计任务书经常是由主管部门委托设计单位编制，再由主管部门批准后，正式下达设计任务书，作为初步设计的依据。

2．初步设计 初步设计是拟建项目决策的具体实施方案，也是进行施工准备的依据，是设计的主要文件。

3．施工设计 施工设计亦称施工图，是根据已批准的初步设计，按照各项工程项目绘出施工图。施工图是按工程项目分期分批交付施工单位，保证建设进度按计划实现。施工图不需上级批准，只要经设计单位技术负责人签字后，即可施工。

二、可行性研究

可行性研究是国际上近年来新兴的一门综合性科学，其目的在于：在当前条件下，对一个建设项目在技术上的可靠性及经济上的合理性进行深入的研究，通过分析计算和多方案比较，选出经济效益最佳的决策。可行性研究的基本作用是从技术经济方面论证建设该项目是否可行，并为编制建设项目的设计任务书提供可靠的依据。设计任务书下达时，可行性研究作为它的附件。

可行性研究的内容如下。

1．总论 项目提出的背景：投资的必要性，经济意义；研究的依据和范围等。

2．市场需求情况和拟建规模 市场需求情况；国内现有企业生产能力的估计；销售

预测，价格分析，产品竞争能力；拟建项目的规模，产品方案，合理建设规模的技术经济分析。

3．资源、材料、燃料及公用设施情况　指储量、品位、成分及开采条件的评述；材料、燃料的种类、数量、来源；所需公用设施情况。

4．厂址方案和建厂条件　指建厂的地理位置、气象、地质、地形条件和社会的经济现状；交通运输、水电的现状及发展趋势；厂址方案比较与选择意见。

5．设计方案　主要技术工艺和设备选型的方案比较；全矿土建结构和工程量估算；总图布置方案，厂内外交通运输方式的比较和初步选择。

6．环境保护　环境现状，三废治理和回收的初步方案；对环境影响的预评价。

7．企业生产组织、劳动定员和人员培训　生产组织概况，估算劳动定员，提出人员培训计划。

8．拟建项目的实施计划　勘察设计期限和进度；设备订货、制造期限和进度；工程施工期限和进度；投产时间；拟建项目实施的可行方案。

9．投资估算和资金筹措　各单项工程占用资金和使用计划；生产流动资金的估算；建设资金总计；资金来源、筹等方式、数额和利率估计。

10．产品成本估计　材料消耗定额、价格；各种费用的定额指标；工资标准；折旧；税金；利息；总成本及单位成本。

11．经济效果评价　建设项目本身的财务评价，收益，偿还能力和投资回收年限的估算；建设项目对国民经济所起的作用、评价；评价结论。

可行性研究报告中提出的建设投资估算，允许误差范围在±20%左右，力求控制在±10%。

可行性研究应满足如下几项要求：

（1）作为筹措资金和向银行申请贷款的依据；

（2）作为与建设项目有关的各部门签定合同、协议的依据；

（3）作为建设项目开展工程设计的依据；

（4）作为拟采用的新技术、新设备研制计划的依据；

（5）作为补充勘探和工业性试验的依据；

（6）作为从国外引进技术、引进设备与外商正式谈判和签约的依据；

（7）作为国家安排计划，开展各项建设前期工作的依据；

（8）作为向环保局申请建设的依据。

三、初步设计

初步设计必须根据已批准了的设计任务书及可行性研究中已确定了的规模、服务年限、建设分期、矿区选择、开采方法、厂址选择、建设程序、产品方案、综合利用、技术装备、机修、电源、水源、燃料及材料供应、外部运输等原则问题，进行具体的设计，详细论证各项技术决策的技术经济合理性。

其主要内容如下：（1）总论；（2）技术经济；（3）地质；（4）水文地质；（5）采矿；（6）井建；（7）矿山机械；（8）选矿；（9）总图运输；（10）机修、仓库和化验室；（11）电力；（12）给、排水及尾矿设施；（13）采暖、通风及热力；（14）土建；（15）概算。

初步设计的内容及深度应满足下列要求：

（1）供上级机关审批；

（2）控制基建投资和编制基建进度计划；

（3）主要设备订货；

（4）主要材料预安排；

（5）征购土地；

（6）基建施工和企业生产准备；

（7）编制施工图。

第二节　初步设计的原始资料及协议

一、设计任务书

设计任务书经常是由主管部门委托设计单位，依据可行性研究编写的，经主管部门批准后，再下达，作为编写初步设计的依据。

设计任务书的内容为：建设依据，建设规模，产品规格，建设投资，设计和建设期限，水、电、燃料和交通等条件，矿山开拓，采矿方法，内外部运输，劳动力来源，生活区，环境保护，设计分工等。

二、矿床地质勘探报告

在报告中应说明矿区地质概况，地质结构，矿床特征，地质构造。矿体产状，矿石矿物成分、品位，矿石及围岩的物理力学性质，矿石工艺加工的技术特征，水文地质资料等等，并需附有矿区地质地形及勘探工程综合图、区域地质图、矿床地质剖面图、储量计算图；缓倾斜矿床尚需有底板等高线图等。

设计人员应对地质勘探报告进行审查：勘探工作是否充分，勘探程度是否满足要求。尤其是对矿体的圈定及产状、品位变化，围岩中存在平行矿体的可能性，远景储量等问题，更要深入研究。

矿石的储量是建设矿山的基础。在设计时，要有一定比例的不同勘探级别的储量，其要求根据矿石种类及矿床勘探类别而不同。对铁矿床的要求如表1-1所示，对有色金属矿床的要求列入表1-2。但对储量为50万吨以下的小型矿床，其勘探程度可以适当降低。

铁矿床设计所需各级储量比例表　　表 1-1

矿床勘探类型	各级储量所占百分比		
	B	*C*	*D*
Ⅰ	15～20	70～85	0～10
Ⅱ	15～20	70～85	0～10
Ⅲ	15～20	70～85	0～10
Ⅳ	0～10	60～90	10～30

三、其他原始资料

1．地形测绘资料　一般矿山的地表地形图的比例可为1：1000～1：2000，但在场区尚须有1：5000的地形图。

有色金属矿床设计所需各级储量比例表　　表 1-2

矿床勘探类型	各级储量所占百分比		
	B	*C*	*D*
Ⅰ	10～15	75～90	0～10
Ⅱ	5～10	75～90	0～20
Ⅲ	0～5	75～90	10～20
Ⅳ		50～80	20～50

2．工程地质资料　对荷重较大的建、构筑物以及井筒位置等，需要有工程地质勘查资料。

3．水源资料　需提供矿山工业用水和生活用水的水源资料。

4．气象资料　四季气温变化、冬季与夏季最低与最高温度、年平均温度、各月份的降雨量和降雪量、最高洪水位、主导风向、风速、土壤冻结厚度以及地震等级等。

5．建筑材料　建筑材料的来源以及地区出产的建筑材料种类、数量、质量、价格。

6．设备资料　设备种类、来源、价格等。

7．矿区技术经济资料　地区经济状况和工业发展远景；地区的动力、燃料、材料和食品等供应条件及价格；地区的人口及交通等条件。

8．矿山现状资料　对改建或扩建矿山，必需提供矿山现状的资料：地面总平面、各个建筑物及构筑物资料、井巷工程现状、开拓系统、采矿方法、矿山设备现状、生产指标、材料消耗定额和劳动生产率等。

四、协议

建设一个矿山企业必定要与有关单位、部门发生联系。为了把这种联系和协作关系明确地固定下来，需签定协议，如征用土地协议、水源协议、污水处理协议、铁路接轨协议、货运协议、供电协议、电讯协议、原材料供应协议、环保协议、火药库厂址协议等等。

第三节　设计中技术问题的解决方法

在矿山设计中经常遇到方案性的技术决定，如采矿方法选择、开拓方案选择、设备类型的确定、某些参数的确定等等。确定这类问题的方法主要有两种：类比法和技术经济计算方法；后者又分为方案法及最优化方法。

一、类比法

类比法是设计中经常用的一种方法，是选用类似条件的矿山行之有效的方案或技术措施。只要设计方案的主要条件与生产矿山类似，如果生产矿山是行之有效的，即可直接选取。重大的技术方案经常是先用类比法选取几个可行的方案，再用技术经济计算方法最终选优。

最常见到的使用类比法的有：利用类似矿山的经验；使用类似条件的统计综合资料等，如最小抵抗线的选取，确定阶段布置形式，采矿方法选择等等。

二、方案法

1．方案法的实质　方案法是得到最广泛应用的技术经济计算方法，经常用该法选优。它是在用类比法确定几个方案后，进行技术经济计算，求出方案间的相对的经济效果，在这一基础上，再结合其他指标，综合分析选优。

最优方案应是符合国家当前技术经济政策的要求，在技术上可靠和先进的基础上，能达到最大的经济效果，亦即正确的使用投资，最大限度的降低成本、提高利润和尽可能地提高劳动生产率。

方案法在拟定方案后，按需要进行较为全面的比较，无需简化复杂的条件，可以考虑多方面的因素综合比较，可以考虑诸如国家的方针政策、劳动条件、安全程度等质量方面的因素。设计中的重大技术参数、方案，如开采方案选择、场地选择、开拓方案选择等问题，往往均用方案法确定。

方案法比较的一个特点是两方案的相同项目可以不计算，即不是算出两方案的绝对经济效果，而是计算其相对效果来确定方案的优劣。

但方案法找不出主要影响因素的变化规律，找不出参数的合理范围，而是凭设计者的经验初选方案，在确定初选的几个方案中，比较出最佳方案。所以有可能最终选取的方案不是真正的最佳方案，而仅是初选方案中的最好方案。例如用方案法求某参数时，拟出三个方案x_1、x_2及x_3，求出它们的经济效果S_1、S_2及S_3。从图1-1中可以看出，方案x_2为最佳。如再给出x_0时，得出S_0，此时很明显x_0是最佳值。所以用方案法选择方案的正确性，取决于设计者的经验和参与比较方面的全面程度。

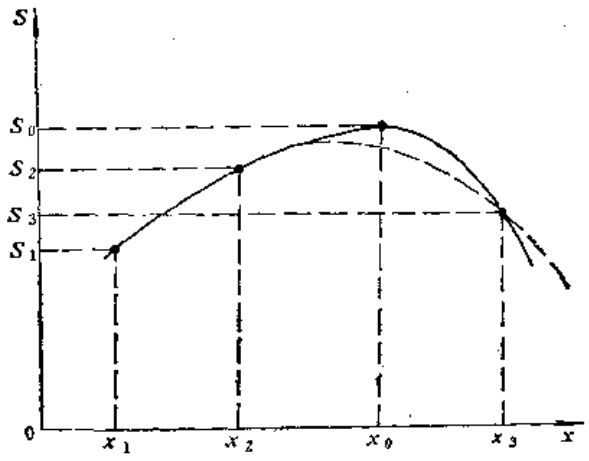


图 1-1　最佳经济效果与参与比较方案的关系

2．分析比较的依据　在使用方案法分析比较时，除应掌握正确的技术经济计算方法外，尚需对分析比较的依据有正确的理解。

在设计中必需满足我国四化建设对矿山企业的要求。在社会主义初级阶段，我国实行社会主义有计划的商品经济，企业的经济效益与国民经济的效益是一致的。我国的国民经济是一个有机的整体，各生产部门、各企业之间有着互相依据的关系。任何一个重大方案的舍取，不仅会引起所设计企业内部的生产变化，而且也会影响其他企业的效果。如，品位为50%的铁矿石可不经过选厂直接入炉，亦可经过选矿后，再供给钢铁企业。这两种方案矿山的投资不同，卖出的产品质量与价格不同，矿山企业的利润不同，同时也影响冶炼时的高炉利用系数、焦煤的用量等等。故应从哪一个方案对国民经济更为有利进行选取。

从另一方面来看，矿石是做为商品出售的，用户考虑本身的经济效益来选购矿石。在两个方案中，哪个产品有好的销路，矿山就会有较好的经济效益。所以在目前的经济体制下，一般来讲，矿山企业的经济效益与整个国民经济的效益是一致的。如果两者有矛盾时，应服从更高的利益。即在技术经济比较中，不仅要计算企业的经济效益，而且还要进行国民经济评价，如社会收益率、净外汇效果、国际竞争能力等。

3．参与比较的基本经济指标　衡量企业经济效果的基本经济指标，经常是用投资、成本（经营费）、利润等指标。

（1）投资。投资是建设企业所用的资金，是发展社会生产的物质基础，是进行扩大再生产的费用。国家在四化期间，各行各业均在建设，而国家的基建资金有限，故减少投资，使之达到同一经济效果，明显地有较大的经济效益。或者，用相同的基本建设资金，尽早地达到更大的经济效果，无益也是最佳方案。

投资需向银行贷款，一是有利息、二是要摊到产品成本中去返回资金。故节约投资或推迟部分投资，对国家对企业均是有利的。但由于投资是购置生产手段，投资高的方案在生产中往往有较大的经济效益，即可以使成本下降，有时还可使产品质量得以提高。故不能一味地降低投资，要与成本综合考虑。

投资指标分为总投资（K）及单位投资（k）。

单位投资是指摊到年每吨产品中去的投资额：$k=K/A$，元a/t；式中：A——年产量，t/a。单位投资可用来分析对比基建的难易程度、机械化水平及投资的合理性。单位投资额的多少与企业的规模有关。一般来讲，企业的规模越大，单位投资额愈小。主管部门根据统计出来的大中小型企业的单位投资额，来掌握投资。

建设资金是贷款建设企业和进行生产的总费用，其构成如下：

建设资金 { 总投资 { 基建投资 / 流动资金 } / 资本化利息 }

基建投资是花费在工程建设上的全部活劳动与物化劳动。这部分投资中的绝大部分，形成固定资产，可从概算中得出来。流动资金是企业的货币资金，是企业经营过程中周转的资金。它可按年经营费50%左右进行估算。资本化利息是指在建设期间发生的利息，亦称建设期利息。在建设期间发生的利息企业当时是无能力偿还，而必须另行借贷，形成利上加利，并全部转入资本，到投产后方能分期偿还。

（2）成本。产品的社会生产费用或价值包括下列三个部分：1）已消耗生产资料的价值；2）为劳动者自己所创造的价值，它以工资形式支付给工人；3）为社会创造的价值，即企业上缴国家的利润及税金。前两项构成了产品成本。可见，产品成本是其价值的一部分，它体现了生产过程中所消耗的活劳动和物化劳动。成本不仅是反映企业生产经济效果的一项指标，产品成本的高低，还反映社会劳动生产率的水平，并且影响国家资金积累的速度。因为我国的资金积累是以提高劳动生产率，节约材料消耗，降低成本为主要途径的。所以降低成本无论是对整个国民经济还是对企业本身，均有极大的现实意义。

（3）盈利。盈利指标可分为单位产品盈利（d）、年盈利（D_A）及矿山企业开采总盈利（D_Q）。盈利是产品价格与成本的差，而价格是按质论价的，故盈利不仅反映生产产

品的消耗，又反映产品的质量。所以这个盈利指标是更为全面地反映企业生产状况的指标。

单位产品利润 d：

$$d=P-C, \text{元/t} \tag{1-1}$$

式中 P——单位产品（矿石或精矿）的价格，元/t；

C——单位产品（矿石或精矿）的成本，元/t。

年盈利 D_A：

$$D_A=dA, \text{元/t} \tag{1-2}$$

式中 A——产品的年产量，t/a。

矿床开采总盈利 D_Q：

$$D_Q=d\frac{QK}{1-\rho'} \tag{1-3}$$

式中 Q——矿石储量，t；

K——矿床开采总回收率，%；

ρ'——矿床开采总废石混入率，%。

当产品质量不变时，很明显，单位产品盈利指标与成本指标相同。当两方案产品质量不同时，使用盈利指标进行比较，无疑是极为有利的，因为它考虑了产品的质量因素。当两方案的年产量亦不相同时，年盈利指标尚可反映出产品的数量关系，是更为综合的指标。

矿床开采总盈利指标，在某些书中给予推荐，因此时除考虑产品成本、质量外，还考虑到了生产过程中的矿石损失问题。但这个指标在使用时，应十分谨慎。该指标存在以下两个问题：1）矿山存在年限为几十年，将几十年间的盈利相加，是不合理的。如果目前企业盈利小，后期盈利大，而使总盈利大的方案，不一定比目前盈利大，而总盈利小的方案优越；这里存在一个时间因素问题，需要进行折算，不能笼统地如式1-3那样进行计算。这必须是逐年计算，之后再折算到现值后，方可比较。2）是在整个开采期内的盈利，在几十年间物价会有较大的波动，产品的成本及价格会有较大的波动，很难将矿山存在年限内的情况预测出来，故指标的可靠性很小。

（4）指标的精度。在进行方案比较过程中，各项指标的计算的通用公式为：

$$S=CQ \tag{1-4}$$

式中 C——单价、工资等；

Q——工程量、材料消耗等。

单价类的误差约为0～5%，工程量类的误差约为5～10%左右，而某些数据，如地质储量往往大于10%。故所得到的 S 值的误差为5～10%左右。

用方案法确定方案时，影响可靠程度的因素之一是指标的精确程度。故指标应结合具体工程项目的技术经济条件选取，并且两方案的指标应是可比的。

三、最优化方法

1．最优化方法的实质　从40年代起，采矿界就开始在确定矿山主要参数（年产量、井田尺寸、阶段高度等）上开展数学分析法的研究。其实质是用数学形式表达采矿技术参数与经济效果指标间的数量关系，并求出该参数的经济合理数值。设影响经济效果 S 的因

素为x（欲求参数），经分析推导得知S与x之间的函数关系为$S=f(x)$，之后再用求极值的方法$ds/dx=0$，即可求出x的最优值。这类方法过去叫做分析法，但一至未得到应用，其原因在于$S=f(x)$函数不易建立，更主要是用求导方法难以找出复杂多元函数的最优值。

近年来由于运筹学和电子计算机的应用，发展了最优化方法，成为一门学科，从而使这类方法得到了应用。最优化方法核心问题是建立起数学模型——目标函数和根据目标函数尽快求出最优解。

其步骤为：（1）建立目标函数；（2）确定约束条件；（3）确定寻求方法；（4）上机计算。

2. 评价　目前地下矿山应用最优化方法尚少，尤其是单独应用的实例更少，其原因在于下列几点。

（1）对矿山某些参数所建立起来的目标函数经常是$S=ax+b\frac{1}{x}+c$的形式。此类函数在极值处变化较平坦，如图1-2。如x_0为计算的最优参数，S的误差为ΔS，从而x_1至x_2区间均可视为等值。当误差为5%时，经计算$x_1=0.73x_0$，$x_2=1.37x_0$。如用来计算阶段高度，$x_0=50$m，则$50\times0.73=36.5$m及$50\times1.37=68.5$m，从而36～68m之间是等值的。而这一域间正处于经常使用的阶段高度范围35～60m之间。很明显这样的计算是没有实际意义的。

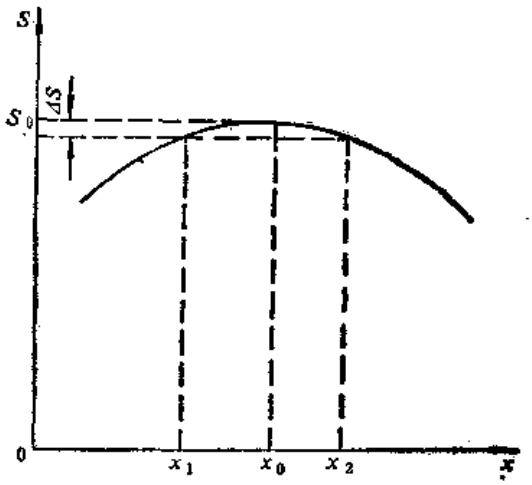


图 1-2　函数的等值范围

（2）设计中许多重大问题，目前尚无法建立数学模型。

（3）矿山所积累的技术经济指标不够全面和精确，影响计算的精度。

虽有上述问题，因最优化方法找出最优值范围，可以避免盲目性，可以排除方案法初选漏掉最优值的缺点；由于应用了运筹学及计算机，最优化方法已在技术管理、施工顺序安排，重大设备的维修管理等方面得到应用，在设计中亦必然越来越会受到重视。

第二章　设计概(预)算与总投资

第一节　概　　述

一、建筑安装工程概（预）算价值的概念

建筑安装工程概（预）算价值，是指以货币形式表示的建筑安装工程的价格。它是由设计单位根据拟建工程的设计内容和建设地点的具体条件，以及国家规定的编制概（预）算的各种文件和资料，核算出来的建筑安装工程的价格，这个价格称之为建筑安装工程的概（预）算价值。

那么为什么建筑安装工程的价格，要由设计单位在设计过程中，用编制概（预）算的办法来确定呢？原因是建筑工业与一般工业的生产不同，它不能成批生产，建筑产品的单件性和多样性以及施工现场的多变，就决定了一般是一份设计就是一项工程。尤其是矿山建筑工程，绝大多数是不可比产品，因此产品的价格也就不可能由国家统一规定，而国家又要确定建筑安装产品的价格。所以国家就规定在设计过程中，由设计单位通过编制概（预）算的办法来确定建筑安装产品的价格。

建筑安装工程的概（预）算价值，也可称为建筑安装工程的造价，是对拟建工程确定的投资额，是对建筑安装工程所需人工、材料、设备、管理费用以及其他费用进行周密计算的文件。

二、概算与预算的区别

设计概算与预算的不同可以从以下几个方面加以说明。

从编制方法上讲，概算用概算指标编制，该指标较概括；预算用预算定额编制，该定额较细致。

从设计阶段上讲，初步设计需要编制概算，施工图需要编制预算。预算不应超过概算，否则需经上级批准。

从起的作用上讲，概算经批准后作为建设该项目投资贷款的依据，和编制基本建设计划的依据；预算则作为甲乙方签定合同、结算工程价款和新增固定资产价值的依据。

综上所述，概（预）算是国家管理基本建设经济活动的重要工具。国家规定，设计必须有概算，施工必须有预算，没有编制好初步设计和概算的建设项目，不能列入年度基本建设计划。可见，设计概（预）算工作是非常重要的。

三、概（预）算的投资范围和投资构成

1．设计概（预）算的投资范围　其范围如下。

（1）新建矿山，包括从筹建开始至达到设计生产能力为止，设计规定的全部井巷工程、土建工程、设备购置、安装工程及其他工程和费用的投资。

（2）恢复矿山，除了执行新建矿山投资范围外，还应包括井巷疏干和井下、井上修复工程的投资。

（3）改建矿山，包括设计规定因扩大生产能力而增加工程和费用的投资。

2．概（预）算的投资构成　其构成按费用类别、生产工艺过程分别划分如下。

（1）按其费用类别可分为以下五类。

1）建筑工程费，包括井巷工程，各类厂房、仓库、宿舍等建筑工程，铁路、公路工程，各种管道、电力和电讯导线敷设工程以及场地准备、矿区整理等费用。

2）设备安装工程费，包括各种机械设备的装配 装置工程，与设备相连的工作台、梯子间等装设工程，附属于设备的管线敷设工程等费用。

3）设备购置费，包括一切需要安装和不需要安装的设备购置费。

4）工、器具及生产用具购置费，指车间、实验室等所配备的算作固定资产的工具、器具、仪器及生产用具的购置费用；新建单位扩建单位的新建车间不够固定资产标准的工具、器具、仪器及生产用具等低值易耗品的购置费用。

5）其他费用。上列费用以外的各种费用，如土地征用费、建筑场地上原有建、构筑物的补偿费、青苗补偿费、建设单位管理费、科研试验费、生产职工培训费、新建单位的生活及办公用具购置费等。

（2）按矿山生产工艺过程系统的划分，为了进行投资分析，必须将建筑安装工程、设备购置及其他工程和费用，按照矿山生产工艺过程的系统进行分类。由于地质条件或设计所采用的机械化程度的不同，各矿山生产工艺过程的系统投资比重就会不同。通过对各个矿山生产工艺过程的系统投资的分析，能够说明设计采用的技术决定在经济上的合理性，亦便于考核投资的经济效果。矿山建设的生产工艺过程的系统划分如下。

1）井筒；2）井底车场巷道及硐室；3）主要运输巷道及回风道；4）采区；5）提升系统；6）排水系统；7）通风系统；8）压风系统；9）选矿及地面生产系统；10）充填系统；11）供电系统；12）地面运输；13）室外给排水及供热；14）辅助厂房及仓库；15）行政福利设施；16）厂区设施；17）居住区；18）环境保护及“三废”处理；19）其他工程和费用。

第二节 编制概(预)算所需的基础资料

一、编制概（预）算所需的基础资料

1．单项工程设计说明书及附图、设备及器材清单

2．建筑安装工程概算指标及预算定额 设计概算指标是反映单位工程造价的、比预算定额更为概括粗略的指标，其概括或扩大的程度取决于设计概算的作用与对设计概算精确程度的要求。目前在我国所采用设计概算指标有：《井巷工程概算指标》、《井巷工程辅助费概算指标》、《矿山机电设备安装工程概算指标》、《地面建筑工程概算指标》等。它们是编制矿山设计概算的依据。设计预算定额中所规定的完成各分部、分项工程单位产品的人工数、材料数量及施工机械台班消耗量，就是在现有生产技术条件下完成该分部、分项工程的社会必要劳动量。它是编制基本建设预算、确定基本建设投资的标准。

3．施工管理费定额

4．设备、器材价格目录

5．材料预算价格及工业标准

6．其他工程和费用

7．建设、施工单位提供的资料及有关协议

二、概（预）算价值中费用组成

建筑安装工程在施工和安装过程中，按照费用发生地点的不同，可将建筑安装产品的价值分为直接费和间接费两大类。直接费按照费用的生产用途和发生地点划分，又可分为材料费、工人基本工资、施工机械使用费和其他直接费等等，如图2-1所示。

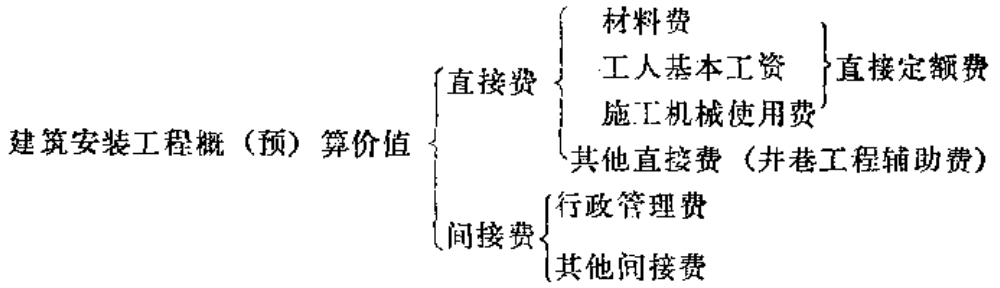


图 2-1 概（预）算价值中费用组成图

直接费，是指直接用于建筑安装工程中，某一结构构件和分项工程上的建设费用。它包括材料费、工人基本工资、施工机械使用费和其他直接费（井巷工程辅助费）。

材料费，是指直接用于生产，而能构成产品实体或有助于产品形成所需要的各种材料费用，包括主要材料、辅助材料，周转使用材料、构件、零件以及半成品的价值。

工人基本工资，是指直接从事建筑安装工程施工工人的基本工资。

施工机械使用费，是指在建筑安装工程施工过程中，因使用施工机械而发生的费用。井巷工程在工作面上所使用的施工机械有凿岩机、装岩机和抓岩机等。

直接费中的材料费、工人基本工资和施工机械使用费等，都能直接按定额计算出来，所以这三项费用又称为直接定额费。

其他直接费，井巷工程其他直接费是指井巷的辅助工程的费用，包括提升、排水、通风、运输、照明和其他部门所发生的费用。

间接费，是指属于某一区段或整个建筑工程的费用。它不能直接归属建筑安装工程的某一结构构件或分项工程的费用。它包括行政管理费和其他间接费。

立井井筒部分直接定额费（元/m） **表 2-1**

支护方式：喷射混凝土

指标编号	涌水量 (m^3/h)	净径 (m)	喷射厚度 (mm)	岩石硬度	指标(元) 合计	其中 掘进	喷射	锚杆	人工、三材消耗 人工 (工日)	钢材 (kg)	水泥 (kg)
17-13				软 岩	1043	522	348	173	47	97	1866
17-14	>30	5	150	中硬岩	1174	663	348	163	48	77	1848
17-15				硬 岩	1433	918	348	167	60	61	1834

三、概（预）算价值中各项费用指标的选取

1．井巷工程直接定额费指标的选取 是指在设计过程中，编制概（预）算时，根据拟建工程的技术特征和设计内容，可直接选取井巷工程概算指标或预算定额相应的单位直

接定额费指标，然后再用工程量乘以单位直接定额费指标，即得直接定额费。井巷工程直接定额费概算指标，如表2-1所示。

2．井巷工程的辅助费指标的选取　井巷工程的辅助费是指在矿井建设期间，为井巷工程施工服务的提升、排水、通风、运输、照明和其他等部门所发生的费用；各部门的费用是由折旧费摊销、经常修理用辅助材料、安装与拆卸、施工设备运输、辅助工人工资以及动力等费用组成。按上述各辅助部门所发生的费用项目逐项计算比较复杂。为了简化计算，在实际工作中，井巷工程的辅助费规定有概算指标和预算定额，可直接套用之。根据我国矿山建设的经验，矿山施工阶段的不同，井巷工程辅助费指标也不同。井巷工程的施工阶段分为四期：第一期井筒部分；第二期井底车场巷道和硐室部分；第三期巷道期；第四期尾工期。就是在同一施工期限内的指标，又由于地区电价、开拓巷道类型、井深与断面、岩石硬度和涌水量等条件的不同而不同，如表2-2所示。井筒装备的辅助费，则是根据井筒中的装备、所敷设的管道及电缆等查定额指标表求得，如表2-3所示。

表2-2中的指标系按混凝土砌壁支护条件下编制的，支护条件改变时，须乘以校正系数：锚喷0.9，素喷0.8，不支护0.7。

3．间接费定额的选取　间接费，又称施工管理费，该费用不仅发生于某单位工程项目内，而有些是某一工段或整个建设工程的管理和服务性费用，如行政管理费。它不易直接计算，而只能分摊到单位工程的费用中去。其计算方法是按直接费的百分比率（间接费率）计算。冶金建筑安装工程施工管理费率（间接费率）如表2-4所示。

第一期井筒基岩段(元/10m)　　**表 2-2**

指标编号	井深 (m)	涌水量 (m^3/h)	净径 (m)	指标按电价（元/kWh）划分				
				0.06	0.07	0.08	0.09	0.10
12-5	<400	<50	<5	12995	13105	13215	13326	13436
指标编号	井深 (m)	涌水量 (m^3/h)	净径 (m)	指标按电价（元/kWh）划分				
				0.11	0.12	0.13	0.14	0.15
12-5	<400	<50	<5	13547	13657	13767	13878	13987

第一期井筒装备（元/10m）　　**表 2-3**

指标编号	类型	净径 (m)	梯子间	指标按电价（元/kWh）划分				
				0.06	0.07	0.08	0.09	0.10
26-4	提升井	<5.5	无	1310	1350	1390	1430	1470
指标编号	类型	净径 (m)	梯子间	指标按电价（元/kWh）划分				
				0.11	0.12	0.13	0.14	0.15
26-4	提升井	<5.5	无	1509	1549	1589	1629	1669

第三节　概(预)算的编制方法

一、单位工程概（预）算的编制方法

1．井巷工程单位工程概（预）算编制方法　井巷工程的单位工程是按设计的工程名称和技术特征来划分的。凡是同一名称、同一用途、同一技术特征的工程称为一个单位工程。例如，运输大巷，由于他的断面相同，支护结构相同，贯穿的岩层相同，用途相同，不管他有多长，也属于一个单位工程。与此相反，井底车场中的各种硐室，例如，箕斗装载硐室、翻车机硐室、水泵房、水仓、变电所和炸药库等，由于他们的名称不同，技术特征也各异，虽然他们的各自工程量不大，但是，也都需要分别划分为每个单位工程。井筒也一样，由于表土层和基岩层技术特征不同，虽然是一个井筒也分别列为几个单位工程。

冶金建筑安装工程专用施工管理费定额　　表 2-4

序　号	类　　别	计算基础	费　率(%)	备　　注
1	2	3	4	5
一	大型土石方工程			(1)土石方指场地整平，建筑物管道沟基础挖填方
1.	人工施工	基本工资	80	
2.	机械施工	直接费	21	(2)大于1万m^3为大型，小于者按一般土建工程取费
二	打桩工程	直接费	12	(1)预制的进入直接费 (2)现场制做的按一般土建工程取费
三	金属结构制作	直接费	9	大批量按吨取费
四	钢筋混凝土预制件	直接费	13	
五	门窗制作	直接费	20	
六	金属结构件安装工程	直接费	7	全钢结构厂房或金属结构等
七	预制钢筋混凝土安装	直接费	7	
八	一般土建工程			
1.	第一类地区	直接费	21	
2.	第二类地区	直接费	20	
3.	第三类地区	直接费	19	
九	铁路上部建筑工程	直接费	6	
十	工业炉砌筑工程	直接费	14	
十一	管道安装工程	基本工资	200	
十二	机电设备安装工程	基本工资	177	
十三	矿山井巷工程	直接费	33	包括开拓和铺轨（自营）
	矿山井巷工程	直接费	17	
十四	矿山剥离工程	直接费	21	
十五	矿山尾矿设施工程			按工程内容分别按一般土建、大型土石方、管道安装工程取费

注：一类地区：黑龙江、吉林、内蒙古、甘肃、青海、新疆、宁夏、西藏。
二类地区：北京、天津、辽宁、河北、山西、陕西、山东、河南、贵州、四川。
三类地区：一、二类地区以外的地区。

井巷工程单位工程概算和预算的编制方法基本相同，而其区别只在于编制时所根据的设计阶段不同和所使用的指标不同：概算是根据初步设计所确定的工程量和概算指标编制

的：预算是根据施工图计算的工程量和预算定额编制的。

编制井巷工程概（预）算时，其计算方法如下：

井巷工程所需的直接定额费s_1

$$s_1=\sum_1^n(Va) \tag{2-1}$$

式中 V——井巷工程分项（掘进、砌壁）工程量；

a——概算指标。

井巷工程所需的辅助费s_2

$$s_2=Vn_1 \tag{2-2}$$

式中 V——井巷工程的工程量；

n_1——井巷工程辅助费概算指标。

井巷工程所需的直接费s_3

$$s_3=s_1+s_2 \tag{2-3}$$

井巷工程所需的间接费s_4

$$s_4=s_3\times n_2 \tag{2-4}$$

式中 n_2——间接费定额。

井巷工程的概（预）算价值s_5

$$s_5=s_3+s_4 \tag{2-5}$$

建筑工程概算表（元） **表 2-5**

工程名称：主井井筒掘进　　年　月　日

序号	编制依据	工程或费用项目	单位	数量	单价	合　计	备注
1	2	3	4	5	6	7	8
1	17-14	直接定额费	m	400	1174	469600	
2	12-5	辅助车间服务费					
		13767×0.9/10m=12390元/10m	m	400	1239	495600	
3		小计				965200	
4		间接费					
		965200×33%				318516	
5		总计				1283716	

立井井筒装备(元/m) **表 2-6**

指标编号	提升容器	井筒净径(m)	罐梁及罐道类型	指标(元)			人工、三材消耗			
				合计	其　中		人工	钢材	木材	水泥
					制作	安装	(工日)	(kg)	(m^3)	(kg)
18-4	4、6、8 t 箕斗		钢罐梁，钢罐道无梯子间	275	240	35	6	329	0.023	38

今举一例来说明如何计算井巷工程概算和各种表格的格式。

在岩石硬度系数为6的岩石中掘进一条直径5m的井筒，锚杆喷射混凝土支护，厚度为150mm，井深400m；井筒内运行6t双箕斗，钢罐道未按梯子间及管道；掘进时的涌水量为32m³/h，地区电价为0.13元/kWh。求井巷工程掘进概算及井筒装备概算。

（1）查1983年出版的“矿山井巷工程概算指标”得直接定额费为1174元/m，见表2-1。

（2）辅助车间服务费查“矿山井巷工程辅助费概算指标”，按第一期工程涌水量为32m³/h、电价为0.13元/kWh去查，见表2-2。

例题中的电价为0.13元/kWh，故辅助车间服务费为：13767×0.9/10m=12390元/10m。

（3）现在即可计算出立井掘进工程的概算，见表2-5。

（4）为编制竖井装备概算，需先查“矿山井巷概算指标”中的竖井装备的直接定额费，见表2-6。

辅助车间服务费查“矿山井巷工程辅助费概算指标”，见表2-3。

（5）按表2-7编制井筒装备工程概算。

建筑工程概算表(元) **表 2-7**

工程名称：主井井筒设备　　年　月　日

序号	编制依据	工程或费用项目	单位	数量	单价	合计	备注
1	2	3	4	5	6	7	8
1	18-4	直接定额费	m	400	275	110000	
2	26-4	辅助车间服务费	m	400	158.9	63560	
3		小计				173560	
4		间接费					
		173650×33%				57275	
		总计				230835	

2．设备及安装工程单位工程概算的编制方法　设备分需要安装和不需要安装的两种。需要安装的设备，可按下面方法进行编制。

设备及其安装工程概算价值，是由设备的购置费和安装工程费两部分组成的。

设备购置费是由设备的出厂价格和运杂费构成的，而设备的运杂费是按运杂费率占设备出厂价格百分比率计算的，故设备购置费可按下式计算

$$s_m = M_m(1+K_m) \tag{2-6}$$

式中　M_m——设备出厂价格；

K_m——运杂费率。

设备运杂费率按不同地区，规定了不同的费率，如表2-8所示。

设备安装工程概算价值是按设备的出厂价格和安装费率来计算的。其计算方法如下：

$$s'_m = M_m \times n_m \tag{2-7}$$

式中　n_m——安装费率。

各种设备安装费率，如表2-9所示。

如前例的竖井中，安装XKT2×3×15×11.5的提升机，该设备的出厂价格为130000元/台。如建设矿山在湖南，其运杂费率为6%，则可按表2-10编制设备购置及安装费的概算。

设备运杂费率 表 2-8

序号	地区	费率（%）
1	吉林、辽宁、上海、北京、天津	4
2	江苏、浙江、河北，黑龙江	4.5
3	山西、山东、安徽、内蒙	5
4	江西、湖北、河南	5.5
5	湖南、福建、陕西	6
6	广东、宁夏	6.5
7	四川、广西、甘肃	7
8	青海、贵州、云南	8
9	新疆、西藏	10
10	海南岛	15
11	现场自制设备或库存设备	0.5

注：设备运杂费率为设备原价的%。

机械设备安装费率 表 2-9

设备分类名称	安装费率(%)	每吨设备安装费（元）	备注
竖井提升设备	4	—	
斜井提升及运输设备	3	—	1.斜井提升；2.斜坡卷扬；3.无极绳卷扬；4.自动卷扬
矿井通风设备	4.5	—	
压气设备	3	—	
排水设备	4	—	
机修设备	2	40	不需要安装的设备不计安装费
破碎筛分设备	2.5	70	适用于独立生产厂
架空索道设备		100	站内设备
		250	线路设备

设备购置及安装工程概算表(元) 表 2-10

工程名称：主井提升机及安装　　年　月　日

序号	编制依据	设备及安装工程名称	单位	数量	重量（t）		单价		总价		备注
					单位重量	总重量	设备费	安装费	设备费	安装费	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
		主提升机 XKT2×3×1.5×11.5					130000		130000		
		设备运杂费 130000×6%					7800		7800		
		合计					137800		137800		
		设备安装费 130000×4%						5200		5200	

不需要安装设备的概算价值可按下式计算

非安装设备的概算价值＝设备出厂价格(1＋运杂费率)×(1＋组装费率)

设备组装费率，如表2-11所示。

设备组装费率 **表 2-11**

设备名称	组装费率（%）
准轨电机车	0.20
窄轨电机车	0.25
矿车、人车、平板车	0.30
挖掘机	1.20
电钻、风镐及钻孔设备	1.10

二、综合概算和总概算的编制

1．编制方法　综合概算是确定每个独立生产系统、生产车间、独立公用事业或独立建筑物的单项工程的建设费用的文件。它是由各单项工程内的井巷工程、建筑工程和机电设备及安装工程的单位工程概算汇总而成的。总概算是确定某一工业企业或民用建筑的全部建设费用的总文件。它是由单项工程的综合概算和不编制综合概算的其他工程和费用的概算汇总而成的。其他工程和费用的概算，是指建设工程中一般不易也不必分摊到每个综合概算内的费用，如土地征购费、建筑场地上原有建筑物和构筑物补偿费、青苗补偿费、建设单位管理费、职工培训费等等。这些费用不必编制综合概算，可按全部建设工程，单独列出项目的概算。综合概算和总概算编制的格式如表2-12所示。

表中“√”符号处的费用应列入该栏内；第11栏指标应为第8栏除以第10栏之商；第12栏占投资额的百分比率应为第8栏除以概算总计数之商。技术经济指标及各项目的概算值占投资额的百分比率可与相似企业的投资进行对比，它反映了该建设项目投资的合理性。

2．投资分析　为了更易于审查及对比投资的合理性，在总概算书中还列入按投资性质的分配表和按专业划分的投资分配表。按专业性质划分的投资比重中，采矿工程所占百分比较大；按投资性质划分时，开拓、建筑及设备所占的百分比较大。这可从表2-13及表2-14的黄砂坪铅锌矿投资分配表中看出。

第四节　总　投　资

建设一个矿山企业所需的总投资，包括基建投资和流动资金两大部分。

一、矿山企业基建投资计算方法

基本建设投资根据计算深度不同，一般可分为三种：估算、概算、预算。

估算的精度较低，只适用于深度较浅的计划工作初期阶段。如规划、可行性研究、设计任务书、方案设计等。

概算适用于初步设计和相当于初步设计深度的方案设计，其精度较高，银行据此予以拨款或贷款。

预算一般由施工单位编制。

总（综合）概算表(万元) **表 2-12**

建设项目名称： 年 月 日

序号	工程或费用项目	概算价值						技术经济指标			占投资额%	备注
		建筑工程费	安装工程费	设备构置费	1.器具及生产用具购置费	其它费用	合计	单位	数量	指标		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	第一部分 工程费用											
	(1) 主要生产和辅助生产工程项目	✓	✓	✓								
	(2) 公用设施工程项目	✓	✓	✓								
	(3) 生活、福利、文化、教育及服务性工程项目	✓	✓	✓								
	第二部分 其它工程、费用项目											
	(1) 土地征用费					✓						
	(2) 建筑场地原有建筑物构筑物补偿费、青苗补偿费等					✓						
	(3) 建设单位管理费					✓						
	(4) 联合试车费					✓						
	(5) 办公职工培训费					✓						
	(6) 办公和生活用具购置费					✓						
	(7) 施工单位转移费											
	(8) 大型临时设施费	✓	✓									
	(9) 冬雨季施工费	✓	✓									
	第一、二部分费用合计											
	未能预见工程和费用（占合计10%）					✓						
	总 计											
	其中回收金额											

黄砂坪铅锌矿按专业性质划分投资分配表 **表 2-13**

序 号	项 目	金额 (元)	占投资比重 (%)
1	采矿工程	9712634	40.07
2	选矿工程	2426177	10.00
3	动力工程	1774556	7.30
4	土建工程	4286046	17.67
5	总图运输	2136057	8.81
6	水道工程	1126683	4.05
7	其他费用	2788009	11.50
	合 计	24250160	100.00

1．投资估算法 包括以下三种估算法。

（1）单位产品投资指标估算法。设单位矿石投资指标为k_1，可从表2-15查到。矿山年产矿石量Q，矿山外部工程及工人村投资为k_2，则矿山企业基建投资k为：

$$k=k_1Q+k_2 \tag{2-8}$$

（2）专业投资比例估算法。当主体专业的投资已知或由计算可知时，可按专业投资

黄砂坪铅锌矿按投资性质划分分配表 表 2-14

序 号	项 目	金额 (元)	占投资比重 (%)
1	开拓工程	6827297	28.15
2	建筑工程	7885968	32.11
3	设备	6924989	28.56
4	安装工程	511456	2.11
5	器具、工具及生产家具	301734	1.24
6	其它费用	1899686	7.83
	总 计	24250160	100.00

矿山单位投资扩大指标表 表 2-15

矿山名称	单 位	生产规模			备 注
		大 型	中 型	小 型	
露天铁矿	元/a·t矿岩	8～10	6～8		
坑内铁矿	元/a·t矿	40～60			
有色矿山	元/a·t矿	50～80	60～90	70～100	全企业
其中					
采矿	元/a·t矿	20～30	25～35	27～35	坑内矿
选矿	元/a·t矿	8～10	10～12	10～12	
化工矿山	元/a·t矿岩	7～11	6～8	6～8	露天矿
建材石灰石矿	元/a·t矿岩	11～15	14～17	7～14	露天矿

在总基建投资中所占比例指标，求出矿山企业基建投资。矿山基建投资构成如表2-16、2-17。

（3）生产规模指数法。该法是通过类似规模矿山的已知投资，求得设计矿山的投资。

设类似矿山的生产规模为x_1，已知其投资为y_1，设计矿山生产规模为x_2，则其投资为y_2，则

$$y_2 = y_1\left(\frac{x_2}{x_1}\right)^n \tag{2-9}$$

式中 n——生产规模指数，国外通常取0.6。

2．投资概算法 该法是按编制设计概算的程序和方法计算工程投资，是当前在设计

有色矿山基建投资构成表 表 2-16

项 目	单位	井巷工程	建筑工程	设备购置	安装工程	其它	合计
采选企业	%	20～35	25～35	25～35	3～5	1～9	100
采矿	%	40～60	10～20	20～30	2～5	—	100
选矿	%		25～35	65～70	3～5	—	100

黑色冶金地下矿山各专业投资比例表 **表 2-17**

专业名称	基建投资比例(%)		备注
	无破碎	有破碎	
采矿	32～53	38～62	坑内有破碎取上限
总图运输	5～7	3～15	
矿山机械	6～11	6～11	
电气	6～10	4～10	
供排水、采暖通风	0.4～2	0.4～2	
破碎		1.2～3.8	
机修	0.1～1	0.4～1.1	
土建	3～4	2～7	地面有破碎取上限
其他及未预见工程	14～23	9～23	
合计	100	100	

阶段计算投资的准确方法。在技术经济工作中，如有条件均应按概算法计算投资。设计概（预）算法前已讲过不再重复。

二、流动资金计算

流动资金是企业用于购置原材料、辅助材料、支付工资、储存产品及其他生产周转需要的资金。按照国家对流动资金管理分类，可分为定额流动资金（即储备资金、生产资金和成本资金）和非定额流动资金（即货币资金和结算资金）两大类。对新建或改扩建企业，设计只计算定额流动资金的需用量（定额流动资金占流动资金用量90%以上），非定额流动资金由于资金用量不稳定，占用量少，一般不估算（临时向银行借款）。

设计企业定额流动资金的计算方法有以下几种。

1．按扩大指标计算　计算方法如下：

（1）按固定资产资金率计算。其公式如下：

定额流动资金额＝固定资产总额×固定资产资金率

固定资产资金率，即流动资金占固定资产总额的百分比。矿山企业一般为10～20%（冶金矿山为15～20%，化工矿山为10～15%）。

（2）按销售收入资金率计算。其公式如下：

定额流动资金＝年销售收入总额×销售收入资金率

销售收入资金率，即定额流动资金平均占用额与产品销售收入之比值。销售收入资金率一般为30～50%（冶金矿山为40～50%，化工矿山为30～40%）。

（3）按年经营费用（或总成本）资金率计算。其公式如下：

定额流动资金额＝企业年经营费×经营费用资金率或企业年总成本×总成本的资金率

经营费用资金率，即定额流动资金平均占用额与企业年经营费用的比值；总成本资金率，即定额流动资金平均占用额与总成本的比值。矿山企业经营费用资金率为45～60%（冶金矿山为50～60%，化工矿山为45～55%）；总成本资金率，矿山企业一般为40～55%（冶金矿山为50～55%，化工矿山为40～50%）。

2．按定额流动资金费用项目计算　计算方法为：

（1）储备资金需用量计算。其公式如下：

储备资金占用额＝单位产品的消耗定额×消耗定额价值×计划月产量×储备时间

矿山单位产品消耗定额，是指炸药、雷管、坑木、机修、汽修备品、配件、劳保用品等主要消耗定额和储备时间。矿山企业主要消耗品储备时间为6～9月。

（2）生产资金需量计算。其公式如下：

生产资金占用额＝单位产品的生产费用×计划月产量×生产周期

单位产品的生产费用一般为单位产品经营费用的40%左右（冶金矿山为35～45%，化工矿山为30～40%）；生产周期，矿山企业为2～3个月。

（3）成品资金需量计算。其公式如下：

成品资金占用额＝单位产品×计划日产量×产品储备时间

产品储备时间，矿山企业一般为7～15d（冶金矿山为10～15d，化工矿山为7～10d）。

以上储备资金、生产资金、成品资金等三项资金总和，即为企业定额流动资金占用额。一般储备资金占定额流动资金的70～85%，生产资金占定额流动资金5～15%，成品资金占定额流动资金的5～15%。

企业流动资金向中国人民银行借贷。流动资金贷款年利率1987年为7.92%。

第三章　产品成本计算

第一节　产品成本概念及其分类

一、产品成本的概念

每个工业企业在生产产品时，都要耗费物化劳动和活劳动。在生产产品时所耗费的物化劳动和活劳动的总额，就构成了产品的社会生产费用或价值。

社会生产费用由以下三部分组成：（1）已消耗的生产资料的价值；（2）工人为自己的劳动所创造的产品的价值，它以工资形式支付给工人；（3）工人为社会的劳动所创造的产品的价值，这部分价值构成了企业的利润和上缴国家的利润和税金。

社会生产费用的前两部分构成了企业的生产费用即产品成本，因此产品成本是产品价值的一部分。因为在社会主义条件下，生产和销售产品所消耗的生产资料和支付给职工的劳动报酬，都是以货币形式来计算的，因此产品成本是以货币表现的企业在生产和销售过程中所消耗的生产资料和支付职工工资总和。

产品成本是反映企业全部工作质量的综合性指标。这个综合性就表现在产品成本是反映着企业生产经营活动各个方面的工作成果。如无论劳动生产率的高低，材料消耗的多少，机电设备利用的好坏，以及企业经营管理的水平等，都要在成本中反映出来。因此产品成本是评价企业生产经营活动经济效果的主要指标。

二、企业生产费用的分类

为了计划和核算产品成本以及对成本进行分析，找出降低成本途径，应对企业生产费用进行合理的分类。企业生产费用可以按各种不同的标志进行分类。下面仅介绍两种分类方法。

1．按成本项目进行分类　此种分类方法的特点是根据费用的生产用途和发生地点来划分的，而不管费用的原始状态如何。如在工资项目中应将生产工人工资单独列一项，而车间管理人员及企业管理人员的工资，则分别计入车间经费和企业管理费中去。也就是说，他不是按费用的原始状态——工资，而是按费用的生产用途和发生地点来划分的。

按成本项目进行分类，可将企业生产费用分为以下几项：（1）原料及主要材料费；（2）生产过程用的辅助材料费；（3）生产过程用的燃料费；（4）生产过程用的动力费；（5）生产工人工资；（6）生产工人工资附加费；（7）车间经费；（8）企业管理费；（9）非生产支出。各项费用的含义分别介绍如下

原料及主要材料费，是指直接用于生产而能构成产品实体的一切外购的原料和主要材料费。矿石成本中不存在此项费用；计算选矿后的精矿成本时，矿石作为原材料。

生产过程用的辅助材料费，是指直接用于生产而不能构成产品实体，是有助于产品形成的一切外购的辅助材料费，如矿山用的炸药、雷管和坑木等费用。

生产过程用的燃料费，是指直接用于生产而有助于产品形成的一切外购的固体、气体和液体燃料费。

生产过程用的动力费，是指直接用于生产的一切外购的电、蒸气和压气等费用。

生产工人工资，是指支付给生产工人的基本工资和辅助工资费用。基本工资，指在工作时间内由于进行了劳动而得到的工资，包括计时工资、计件工资和奖金；辅助工资，指在非工作时间内得到的工资，包括井下津贴，夜班津贴和保健费用等。

生产工人工资附加费，是按工资总额和规定的比例而提取的有关劳动保险、医药卫生和生活福利费用。

车间经费，是指在车间范围内发生的服务于生产过程和车间管理有关的各项费用。

企业管理费，是指在企业范围内所发生的费用。

非生产支出，是指与企业产品销售有关的费用和其他费用。

上述（1）～（9）项费用之和称为商品产品的完全成本，（1）～（8）项费用之和称为工厂成本，（1）～（7）项费用之和称为车间成本。

（1）～（6）项费用之和称为直接成本或作业成本，（7）～（9）项费用之和称为间接成本。

直接成本，是指直接发生于生产过程中与生产某种产品直接有关的费用；间接成本，是指间接发生于生产过程与生产几种产品或企业全部产品有关的费用。矿石成本按费用项目计算，如表3-1所示。

采矿矿石成本计算 表 3-1

序号	成本项目	计算单位	单位成本		
			单位用量	单价	金额
一	辅助材料费用				
1	炸药	kg/t			
2	雷管	个/t			
3	导火线	m/t			
4	钎子钢	kg/t			
5	导爆线	m/t			
6	硬质合金	g/t			
7	铲斗牙尖	kg/t			
8	钢丝绳	kg/t			
9	轮胎	套/t			
10	木材等支护材料	m^3/t			
11	风水管	套/t			
12	其它	元/t			
二	燃料及动力				
1	油	kg/t			
2	煤	kg/t			
3	电	kWh/t			
三	生产工人工资	元/t			
四	生产工人工资附加费	元/t			
五	车间经费	元/t			
六	企业管理费	元/t			
七	非生产支出	元/t			
	矿石成本	元/t			

2．按生产过程分类　按生产过程划分可将企业生产费用分为回采、采准、运输、提升、通风、排水、破碎等工序。以上各工序仅计算其单位作业成本，再将各单位作业成本

相加即得矿石的直接成本；再加上车间经费即得车间成本；再加以企业管理费，即得工厂成本；最后再加以非生产性支出的销售费，即得到矿石的完全成本。矿石成本按生产过程的作业成本计算，如表3-2所示。

这种分类方法的优点是，便于企业进行经济活动分析，从而找出降低成本的措施。

矿石成本计算表　　表 3-2

成本项目	单　位	单位用量	单　　价	金额元/ t
采准	m^3	掘进总量/矿石产量	采准作业成本	
回采	t	回采矿石量/矿石产量	回采作业成本	
提升	t		提升作业成本	
运输	t		运输作业成本	
通风	m^3	通风量/t矿	通风作业成本	
排水	t	排水量/t矿	排水作业成本	
破碎	t		破碎作业成本	
车间经费	元/ t			
企业管理费	元/ t			
非生产支出	元/t			
矿石成本	元/t			

第二节　成本项目计算

一、辅助材料费

是指在生产过程中消耗的一切辅助材料费用，如炸药、雷管、导火线、木材、钢材等费用。

辅助材料费是按设计中工艺部分所提供的材料消耗指标和材料单价计算的。辅助材料费，等于材料单价及运杂费乘以材料消耗定额。材料的运杂费可按其单价的10～15%计算。

二、工艺过程用的燃料和动力费

是指在生产过程中所消耗的燃料和动力费用。非生产用的燃料和动力不计算在该费用中，而是计算在有关的车间经费或企业管理费中。计算时是按工艺部分提供的动力消耗指标和动力单价计算。

三、生产工人工资

它是指支付生产工人的基本工资和辅助工资。基本工资是根据国家规定的工资标准，按照工艺流程所需人数计算，是按工人的工种级别支付的标准工资。辅助工资是指保健费、夜班津贴、井下津贴等，一般为基本工资的20～30%。

四、生产工人附加工资

是指劳动保险金、医疗卫生、补助金等费用。附加工资是按生产工人工资的11%计算。

五、车间经费

是指在车间范围内所发生的固定资产折旧费、维修费及车间管理费。

1．折旧费　折旧又分为基本折旧和大修理折旧两种。固定资产是多次地参加生产过

程，长期地发挥作用，直到陈旧报废为止，一直保持其实物形态。它随着在生产中的使用，逐渐磨损，一部分一部分地丧失其价值，丧失的价值是靠转移到产品中的价值来补偿的。因此折旧费是指随着固定资产的磨损，逐渐转移到产品中去的那部分价值，用以补偿固定资产的磨损，更新其实物形态。通过产品成本逐渐提取的专门用于固定资产更新的那部分费用，称为基本折旧。通过产品成本逐渐提取的专门用于固定资产大修理的那部分费

矿山维简费标准(元/t) **表 3-3**

矿山类别	维简费提取标准	备注
部属铁矿山	5.7	进入成本5.7元，另1元由财政部拨款
地方铁矿山	按地方规定	按地方规定执行
有色矿山	7.5	进入成本6.5元，另1元由财政部拨款
砂矿开采	4	进入成本3元，另1元由财政部拨款
锰矿石	9	
萤石矿	7	
粘土矿	7	
菱镁矿、硅石	5	
白云矿	5	
铬矿	5	
石灰石矿	2	

井巷工程、建(构)筑物折旧率及维修费 **表 3-4**

名称	年折旧率(%)		年维修费率(%)
	基本	大修	
1	2	3	4
一、井巷工程			
井架(钢结构)	按矿井服务年限	不需要	3.5～4.5
井架或井塔(钢筋混凝土、砖结构)	同上	同上	0.5～1.0
竖井井筒装备	同上	4～5	3.0～4.0
竖井井壁(混凝土)	同上	—	—
斜井井壁	同上	—	0.5～1.0
斜井井壁(混凝土支架)	同上	1.5～2.0	2.0～3.0
斜井井壁(木支架)	同上	3.0～4.0	3.0～4.0
斜井井壁铺轨	同上	在维修费内	15.0～20.0
石门及主运巷道(混凝土)	按服务年限	—	0.5～1.0
石门及主运巷道(混凝土支架)	按服务年限	在维修费内	2.0～3.0
石门及主运巷道(木支架)	按服务年限	在维修费内	4.0～5.0
石门及主运巷道(无支护)	按服务年限	在维修费内	1.5～2.0
溜矿井(无支护)	同上	在维修费内	1.5～2.0
溜矿井(混凝土支护)	同上	在维修费内	3.0～4.5
贮矿仓	同上	在维修费内	3.0～4.5
二、建、构筑物			
钢筋混凝土结构	按矿井服务年限	1.0	0.1～0.5
混合结构	同上	1.2	0.1～0.5
木结构		1.8	1.0

矿山设备年折旧率及维修费率参考指标　　表 3-5

名　称	规　格	使用年限	年折旧率%			年维修费率(%)	备　注
			基本	大修	综合		
1	2	3	4	5	6	7	8
挖掘机	0.5～1.0m³	15	6.66	11.74		14.10	
	4m³以上	15	6.66	4.53		5.29	
穿孔设备	潜孔钻、牙轮钻	12	8.33	5.82		17.14	
准轨电机车		18	5.55	2.68		2.50	
窄轨电机车		18	5.55	3.50		14.44	
自翻车		20	5.00	2.72		9.81	
推土机		10	10.00	12.87		25.71	
移道机		20	5.00	4.57		7.00	
汽　车		10	10.00	10.13		22.11	国产车
汽　车		10	10.00	14.06		27.00	进口车
准轨铁路		50	2.00	4.00		2.00	指规定线路
准轨架线		20	5.00	7.71		10.50	
窄轨铁路		50	2.00	4.66	6.66	3.00	露天矿
		12	7.91	—	7.91	5.00	地下矿
窄轨坑内架线	坑内各种断面	12	7.66	—	7.66	6.66	地下矿
电机车	坑内各种断面	18	5.28	5.45	10.73	6.66	地下矿
矿　车	固定式4m³	10	9.80	—	9.80	13.00	地下矿
	2m³	10	9.80	—	9.80	14.00	地下矿
	1.2m³	6	16.33	—	16.33	18.00	地下矿
	侧卸式3.5m³	10	9.80	7.2	17.00	7.00	地下矿
	翻斗车1.2m³	5	19.60	—	19.60	20.00	地下矿
卷扬机	直径5m	20	4.75	1.5	6.25	3.5	
	直径3m、2.5m	20	4.75	1.5	6.25	4.0	
	直径2m、1.6m	20	4.75	1.5	6.25	4.0	
	直径1.2m	15	6.40	1.5	7.90	5.0	
	直径1.0m	10	9.60	2.0	11.60	6.0	
	多绳卷扬	20	4.75	1.5	6.25	3.5	
天　轮	直径0.8、1.0、1.5m	2	48.00	—	48.0	—	
	直径2.0、2.5m	5	19.20	—	19.20	—	
	直径3.0、4.0m	10	9.60	—	9.60	—	
箕斗	斜井	4	23.75	—	23.75	—	
罐笼	各种规格	8	12.00	—	12.00	—	
箕斗	立井	5	19.00	—	19.00	—	
箕斗装卸设备		15	6.33	—	6.33	—	
翻车机	各种规格	10	9.60	4.5	14.10	6.0	
阻车器		6	16.00	—	16.00	—	
主扇机	轴流式	18	5.28	3.0	8.28	3.0	
	离心式	18	5.28	3.20	8.48	4.0	
局　扇	各种型号	5	19.60	18.00	37.60	11.70	
装载机		10	10.00	11.00	20.00	14.0	
破碎机	颚式	15	6.66	2.00	8.66	2.5	
破碎机	旋回及圆锥	15	6.66	2.50	9.16	7.0	
板式给料机		15	6.66	3.50	10.16	20.0	

续表 3-5

名　称	规　格	使用年限	年折旧率%			年维修费率(%)	备注
			基本	大修	综合		
1	2	3	4	5	6	7	8
水　泵	200kW以上	15	6.40	7.00	13.40	15.0	
	10～200kW	10	9.60	6.00	5.60	15.0	
水　泵	10kW以下	5	19.40	5.00	24.40	15.0	
给水管	铸铁无缝(地面)	20	4.50	—	4.50	0.33	
给水管	焊接管(地面)	15	6.00	—	6.00	0.65	
压风管路	无　缝	20	4.50	—	4.50	0.33	
压风管路	焊　接	15	6.00	—	6.00	0.65	
胶带运输机	不包括胶带	20	5.00	—	5.00	7.00	
运输胶带	运大块(普通胶带)	1	82.00	—	82.00		
运输胶带	运中块(普通胶带)	2	41.00	—	41.00		
运输胶带	运小块	4	21.00	—	21.00		
变压器	320kVA以上	25	3.92	1.50	5.42		
变压器	320kVA以下	20	4.90	1.30	6.20		
水银整流器		15	6.40	2.00	8.40		
空压机	$3m^3$/min移动式的	5	19.60	12.62	32.22	2.70	
空压机	$6m^3$/min移动式的	6	16.30	12.62	28.92	2.70	
空压机	$6m^3$/min固定式的	12	8.20	3.90	12.10	2.07	
空压机	$10m^3$/min固定式的	20	4.93	2.74	7.67	2.07	
空压机	$20m^3$/min固定式的	20	4.93	2.55	7.48	2.07	
空压机	$40m^3$/min固定式的	20	4.93	2.25	5.53	2.07	
空压机	$60m^3$/min固定式的	20	4.75	2.25	2.00	2.07	
空压机	$100m^3$/min固定式的	20	4.75	2.27	7.00	2.07	
风　筒	铁　皮	6	16.70	—	6.70	—	
	胶　皮	3	33.3	—	33.3	—	
输电线路		35	2.85	2.00	4.85	—	
通讯线路		25	4.00	2.86	6.86	—	

用，称为大修理折旧。

每吨矿石成本中折旧费是按折旧率计算的，其计算方法如下：

$$\text{基本（或大修理）折旧费}=\frac{\text{原始价值}\times\text{基本(或大修理)折旧率}}{\text{年产量}}\text{元/t} \qquad (3\text{-}1)$$

折旧率是根据固定资产的使用年限求算出的：

$$\text{基本折旧率}=\frac{\text{原始价值}+\text{清理费}-\text{残值}}{\text{使用年限}\times\text{原始价值}}\times 100\% \qquad (3\text{-}2)$$

$$\text{大修理折旧率}=\frac{\text{大修理费用总额}}{\text{使用年限}\times\text{原始价值}}\times 100\% \qquad (3\text{-}3)$$

近几年来，为简化资金管理，对矿山国家暂定不再提取基本折旧，而是规定在每吨矿石成本中提取维持简单再生产费用，这部分费用提取后不再上缴给国家，而是作为企业持续生产所需进行的开拓工程、生产探矿工程、技术措施工程、设备更新等费用的来源。按原矿产量提取维简费标准，如表3-3所示。

成 本 计 算 表　　表3-6

成本项目	单　位	单　价	消耗定额	单位成本
辅助材料				
炸　药	kg			
雷　管	个			
导火线	m			
坑　木	m^3			
硬质合金	g			
钎　钢	kg			
⋮				
动力消耗				
电　力	kWh			
风　力	m^3			
生产工人工资				
基本工资				
辅助工资				
生产工人附加工资				
直接成本				

采用按“维简费”提取计入成本后，存在的主要问题是，采矿设计的矿石成本计算不能真实反映矿山基建投资高低和建设规模不同及生产条件差异的经济效果。因此，在矿山设计中设计方案的技术经济比较都采用基本折旧的方法计算成本，其井巷工程、建（构）筑物折旧率及修理费率见表3-4，采矿工程设备折旧率及修理费率见表3-5。

2．维修费　是指固定资产中、小修理所需的费用。

3．车间管理费　它包括车间管理人员及服务性人员的工资、车间办公费、水电费、化验费等。

六、企业管理费

是指在企业范围所发生的各项管理费和经营费。它包括企业行政管理人员的工资和附加工资、办公费、仓库管理费、试验研究费、管理和福利设施固定资产的折旧及维修费以及支付利息等费用。

七、销售费

系指企业销售产品时所发生的包装费、运输费、代销手续费等。

单位作业成本或直接成本，可按表3-6来编制。

第三节　多种产品共用成本的分摊

一、多种产品共用成本的分摊

生产多种产品的矿山企业，如一个矿山企业生产铜、铅、锌几种矿产品，无论其采矿部分或者其选矿部分，只能计算生产矿石和选矿加工矿石的生产费用；或者说，只能是铜、铅、锌几种产品的共用总成本。为了客观地评价对矿产资源的综合利用的经济效益，应对各自的成本，如铜成本、铅成本和锌成本进行正确的估算。

从多种产品共用总成本中分离出各自产品的成本，是按价值分摊法进行分摊的。即先

计算出各种产品的价值占其总价值的百分比率数作为分离系数，再将分离系数乘以共用的总成本，便可得到分离后的各自产品的成本。可按下式计算：

$$d_i=\frac{Q_i p_i}{\sum_1^n Q_i p_i} \qquad c_i=d_i c \tag{3-4}$$

式中 d_i——某种产品的分离系数；

Q_i——某种产品的产量；

p_i——某种产品的价格；

c——多种产品共用总成本；

c_i——某种产品的成本。

例 某矿铅、锌、硫三种产品共用成本分摊的计算。

首先是按价值分摊法计算出分离系数，详见上式及表3-7；再将得到的分离系数 d_i 乘以共用的总成本，即可得到分离后某种产品单项成本，见表3-8。

二、固定费用与可变费用的计算

1．固定费用与可变费用的概念 固定费用与可变费用是按年总成本中各项费用与产量的关系划分的。凡是费用总额不随产量增减而变化的费用称为固定费用，亦称不变费用，如车间经费和企业管理费等。固定费用的总额经常保持为近似常数，但其在单位产量费用中的指标则是可变的：产量多，则单位产量分担的固定费用少；产量小，则单位产量分担的固定费用多。因此在一定条件下，增加产量，可以降低生产成本，提高经济效益。凡是费用总额随产量增减而变化费用称为可变费用，如各种材料、动力费用等。可变费用总额是经常变动的，但其在单位产量中的费用则往往是不变的。这样可将年总成本，分为固定费用和可变费用两部分，则成本的数学模型为：

$$C=F+Vx \tag{3-5}$$

式中 C——总成本；

F——固定费用；

V——单位产量可变费用；

x——产量。

上式为一直线方程，单位产量可变费用V为斜率，固定费用F为截距，如图3-1所示。

2．固定费用和可变费用的计算 其计算方法有三种，现分述如下。

（1）统计法。根据历史的统计资料，将成本划分为固定费用和可变费用。

（2）解方程求斜率V和截距F。设C_1和C_2为产量x_1及x_2时总成本，则

$$C_1=F+Vx_1 \qquad C_2=F+Vx_2$$

解上式即可得出：$V=\frac{C_2-C_1}{x_2-x_1}$ $\qquad F=C_2-Vx_2$

例，各年产量和总成本见表3-9，求F及V。

$$V=\frac{5700-4500}{480-350}=9.23\text{元/t}$$

$$F=5700-9.23\times480=1269.6\text{万元}$$

某种产品分离系数计算表 **表 3-7**

名 称	单位价格p_i	产量Q_i	总价格Q_iP_i	分离系数d_i
铅	1560	156.372	243940.32	0.6450
锌	920	86.156	79263.52	0.2096
硫	55	1000	55000	0.1454
合计(ΣQP)			378203.84	100

1984年12月铅、锌、硫、钼酸铵成本计算表 **表 3-8**

名 称	总 成 本		分离后铅总成本	
	本 月	累 计	本 月	累 计
一、原矿成本	422118.77	3924406.86	272267	2138775
矿 石		98187.70		45132
外 购	2780.00	3472519.02	179310	1836552
运 费	142888.77	352398.14	92163	206117
二、处理的成本				
选 厂	75443.11	864335.28	48661	455148.84
三、企业管理费	70000	155000	45150	85585
合 计	567561.38	1943742.14	366078	2629508.84

名 称	分离后锌总成本		分离后硫总成本
	本 月	累 计	本 月
一、原矿成本	88.476	1331.217	61375.77
矿 石		32279	
外 购	58269	1183146	40421
运 费	29949	99534	20776.77
二、处理的成本			
选 厂	15813	300902.91	10969.11
三、企业管理费	14672	51140	10178
合 计	118961	1673299.91	82522.88

续表 3-8

名　　称	分离后硫总成本	分离后钼酸铵总成本	
	累　计	本　月	累　计
一、原矿成本	464414.86		
矿　石	14596.70		
外　购	402893.02		
运　费	46747.14		
二、处理的成本		53774.28	53774.28
选　厂	108243.53	109577.237	855505.92
三、企业管理费	18275		74500
合　计	590933.39	163363.65	983780.20

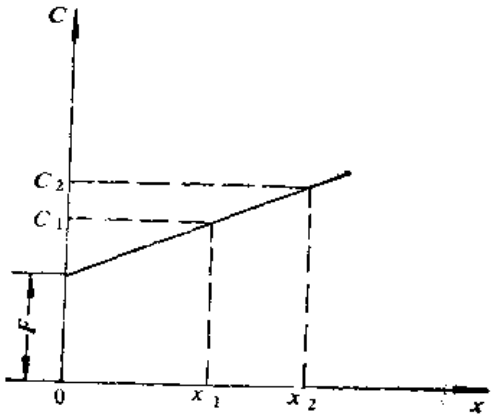


图 3-1　成本函数图

$\therefore$　　$C=1269.6+9.23x$

（3）最小二乘法。根据$C=F+Vx$用最小二乘法得

$$V=\frac{n(\Sigma xC)-(\Sigma x)(\Sigma C)}{n(\Sigma x^2)-(\Sigma x)^2}\qquad F=\frac{1}{n}(\Sigma C-V\Sigma x)$$

按前例计算结果列入表3-10。

$$V=\frac{3\times 6402000-1240\times 15300}{3\times 521000-(1240)^2}=9.21\text{元/t}$$

$$F=\frac{1}{3}(15300-9.21\times 1240)=1293.2$$

计算的回归方程　　$C=1293.2+9.21x$

根据求得的回归方程可用于成本预测。

固定费用和可变费用在技术经济中的使用，将在以后讲述。

各年产量和总成本表　　表 3-9

年　　度	年产量(万吨)	总成本 C(万元)
1981	350	4500
1982	410	5100
1983	480	5700

各年产量与总成本表　　表 3-10

年　度	x	C	x^2	xC
1981	350	4500	12250	1575000
1982	410	5100	168100	2091000
1983	480	5700	230400	2736000
$n=3\Sigma$	1240	15300	521000	6402000

第四节　年经营费的计算

一、年经营费的概念及其分类

1．年经营费的概念　在设计过程中进行方案比较时，经常计算的不是矿石成本，而是年经营费。那么什么是年经营费呢？年经营费是指为了实现有关设计方案，每年在生产中所消耗的生产资料和支付给职工工资总额。年经营费与产品成本的区别，仅相差折旧费用。即产品成本等于年经营费加上折旧费用。

2．年经营费的分类　年经营费的分类与企业的生产费用的分类是一致的，也是按费用的生产用途和发生地点来划分的。按费用的用途和发生地点进行分类，可将经营费用分为以下几项：

（1）辅助材料费；（2）生产过程用的动力费；（3）生产工人工资；（4）生产工人工资附加费；（5）车间经费；（6）企业管理费；（7）非生产支出。

3．年经营费的计算　如进行矿床开拓方案比较时，需要计算开拓部分的年经营费，其计算的特点是仅计算两个方案年经营费用的不同部分，相同部分可不计算。现将年经营费的计算方法概述如下

（1）辅助材料费。各种辅助材料的消耗数量是根据生产工艺过程所需要消耗的指标来确定的。各种材料的价格按当地实际价格计算。当已知各种辅助材料的消耗数量和实际价格，就可以计算出辅助材料费。

（2）动力费。是按设计中生产工艺过程所需的动力消耗指标和动力单价来计算的。

（3）生产工人工资。是根据生产工艺过程所需的工人数和国家规定的地区工资标准来计算的。

（4）生产工人工资附加费。一般按生产工人工资的一定比率计算的。

（5）车间经费及企业管理费。在方案比较时，一般两个方案的这两部分费用相差不大，故经常不参与比较。如需比较这两部分费用，可取用类似条件矿山的实际数字。

第四章　方案技术经济比较

第一节　概　　述

一、方案技术经济比较的意义

设计者在设计过程中，凡是遇见重大方案性的技术决策，都必须通过多方案的技术经济比较和评价，才能最后选出最优方案。因为设计某项工程，设计者往往可从不同角度提出几个不同的实现方案，而这些技术方案有可能在技术上都是可靠的先进的，即从技术上无法说明到底选择哪个方案好时。这时就必须从经济上来比较评价，以便使选出的技术方案在技术上可靠先进，在经济上又是合理的。因为实现不同的技术方案，在建设时期需要付出不同的人力、物力和财力，即需要花费不同的投资；企业建成后，生产时期将需要花费不同的生产费用。可见，进行多方案的技术经济比较，就可选出技术上可靠先进，经济上合理的方案。

在方案的技术经济比较中，经济的合理性，是以技术上的可靠性、先进性为前提，同时又限制、约束某种技术的应用。在方案比较中必须正确处理技术和经济的关系，以便使选出的方案在技术上是可靠的先进的，在经济上又是合理的。

二、技术经济比较的基本方法

设计方案经济比较的方法可分为静态分析法和动态分析法两种。前法所使用的经济指标如投资、经营费等不考虑时间因素，即不考虑资金的时间价值，而认为是静止的，不变的。后法所使用的经济指标如投资、经营费等，考虑了时间因素。

常用的静态分析法有最小成本法、最小投资法及投资差额返本期法。

常用的动态分析法有贴现法和净现值法。

第二节　资金的时间价值及换算公式

一、资金的时间价值

资金的时间价值，是指现有一定数量的资金，参加了社会生产过程经过一定时间后，其值要增加；或者说，今天有一定数量的资金，参加了社会生产过程要比明天的同样数量的资金价值要大，其增值就是利润或利息，所以利润或利息是资金时间价值的表现。

资金具有时间价值取决于两个条件：其一是时间因素；其二是资金必须参加到社会生产过程中。只有具备以上两个条件资金才有时间价值，仅有时间因素是不行的。例如存放在消费者手中的钱，不会随时间变化而增加的，今天是一元，明天、后天、几十天以后仍然是一元钱。但是你把他投放在生产过程中，就会随时间的变化而增值。

社会生产是扩大再生产。随着时间的推移，社会生产在不断扩大，社会财富在不断增加，表现为社会物质财富的价值量的资金数量也在不断增加，所以资金具有时间价值是客观存在的，故在经济评价中要考虑资金的时间价值。评价由时间因素产生的经济效益，实质上是研究社会生产资金随时间变迁而在生产过程中积累增长的规律。

在技术经济比较中考虑资金的时间价值的目的有两个：其一是在于解决在不同时间发

生的资金的可比性；其二是在于评价投资项目在不同时间内产生的经济效益。

二、资金时间价值的基本换算公式

现在我们来看现值P与终值S以及年金R间的关系。现值是指现在需支付的货币量或将来支付的货币量折算到现在的价值；终值是指现在资金经过n年以后的价值（本利和）；年金是指每年等额支出或等额收回的金额。这几个参数的关系可用时间标尺来表示，如图4-1所示。

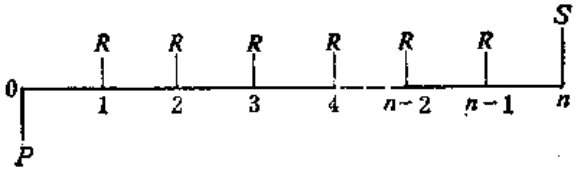


图 4-1 资金示意图

1．现值和终值的换算 其换算方法如下：

（1）终值系数。设现值为P，利息为i，求经过n年后本利和S（终值）为多少？

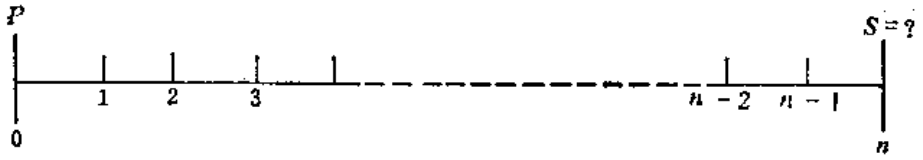


图 4-2 由P求S示意图

从图4-2可以看出：

在第一期末 $P+Pi=P(1+i)$；

在第二期末 $P(1+i)+P(1+i)\ i=P(1+i)^2$

⋮

在第n期末 $$S=P(1+i)^n \tag{4-1}$$

此时$(1+i)^n$称之为复率系数或终值系数。如用$[P\rightarrow S]_n^i$表示，则由现值求终值的公式为：

$$S=P[P\rightarrow S]_n^i \tag{4-1'}$$

而

$$[P\rightarrow S]_n^i=(1+i)^n \tag{4-2}$$

（2）现值系数或折现系数。已知经过n期（年）的终值为S，利息为i。求现值P。从式4-1，可以得出：

$$P=S\frac{1}{(1+i)^n} \tag{4-3}$$

从而现值系数或折现系数$[S\rightarrow P]_n^i$为

$$[S\rightarrow P]_n^i=\frac{1}{(1+i)^n} \tag{4-4}$$

故式4-3可写成

$$P = S[S \to P]^{i}_{n} \tag{4-3'}$$

2．终值与年金的换算　其计算方法如下：

（1）年金终值系数。已知付年金R（连续定额值），利息为i时，求n年后的终值。

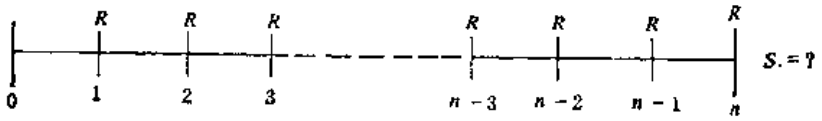


图 4-3　由R求S的示意图

从图4-3可以看出，第一笔R的期数为$n-1$，第二笔R的期数为$n-2$；倒数第二笔R的期数为1，而最后一笔R的期数为零，不付息。各笔R的本利和即未来的终值总款数等于：

$$S = R(1+i)^{n-1} + R(1+i)^{n-2} + \cdots\cdots + R(1+i)^{2} + R(1+i) + R$$

此式为等比级数，求和后，经整理，得：

$$S = R\frac{(1+i)^{n}-1}{i} \tag{4-5}$$

从而年金终值系数$[R \to S]^{i}_{n}$为：

$$[R \to S]^{i}_{n} = \frac{(1+i)^{n}-1}{i} \tag{4-6}$$

故式4-5可写成：

$$S = R[R \to S]^{i}_{n} \tag{4-5'}$$

（2）资金存储系数。已知预期要获得终值S，求n个期数内，每次存入的定额值R。

很明显，可由式4-5求出：

$$R = S\frac{i}{(1+i)^{n}-1} \tag{4-7}$$

从而资金存储系数$[S \to R]^{i}_{n}$为：

$$[S \to R]^{i}_{n} = \frac{i}{(1+i)^{n}-1} \tag{4-8}$$

故式4-7可写成：

$$R = S[S \to R]^{i}_{n} \tag{4-7'}$$

3．现值与年金的换算　其计算方法如下：

（1）资金回收系数。已知现值，如在n个期数内分期偿付时，求每期付的定额值R。

我们从式4-7及式4-1已知：

$$R = S\frac{i}{(1+i)^{n}-1} \text{及} \qquad S = P(1+i)^{n}$$

将S值代入式4-7式中，得出：

$$R=P\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n-1} \tag{4-9}$$

从而资金回收系数$[P\rightarrow R]_n^i$为：

$$[P\rightarrow R]_n^i=\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n-1} \tag{4-10}$$

故式4-9可写成：

$$R=P[P\rightarrow R]_n^i \tag{4-9'}$$

（2）年金现值系数　已知在n个期数内，分期付款R，求相当于现值P为多少？可由式4-9中直接求出：

$$P=R\frac{(1+i)^n-1}{i(1+i)^n} \tag{4-11}$$

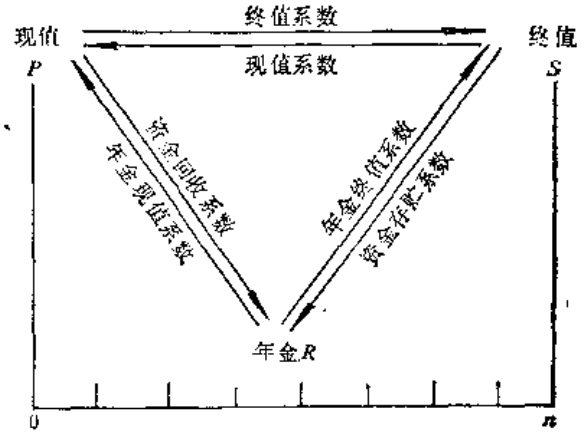
从而年金现值系数$[R\rightarrow P]_n^i$为：

$$[R\rightarrow P]_n^i=\frac{(1+i)^n-1}{i(1+i)^n} \tag{4-12}$$

故式4-11可写成：

$$P=R[R\rightarrow P]_n^i \tag{4-11'}$$

以上六个系数之间有如下图关系（横坐标为时间，纵坐标为价值）。



其中

$$[P\rightarrow S]_n^i[S\rightarrow P]_n^i=1 \qquad [S\rightarrow R]_n^i[R\rightarrow S]_n^i=1$$
$$[P\rightarrow R]_n^i[R\rightarrow P]_n^i=1$$
$$[P\rightarrow S]_n^i[S\rightarrow R]_n^i[R\rightarrow P]_n^i=1$$
$$[S\rightarrow P]_n^i[P\rightarrow R]_n^i[R\rightarrow S]_n^i=1$$

4.例题　现举以下几个例题：

（1）例　设利率为6%，问想在10年后获得1000元时，现在应存入多少款额？

解：

1000元是终值，求现值，是由S求P，需用现值系数求算：

$$P=S[S\rightarrow P]_n^i=S\frac{1}{(1+i)^n}=1000\frac{1}{(1+0.06)^{10}}=558.3\text{元}$$

（2）例　某公司每年投资10000元作基金，利率4%，问20年后基金总值是多少？

解：

是已知年金，求未来的终值，是由R求S，需用年金终值系数：

$$S=R[R\to S]_n^i=R\frac{(1+i)^n-1}{i}=10000\frac{(1+0.04)^{20}-1}{0.04}$$

$$=297780\text{元}$$

（3）例　当利率为4%，问想在20年后获得10000元，每年应存入多少款额？

解：

是已知终值，求年金，是由S求R，需用资金储存系数计算：

$$R=S[S\to R]_n^i=S\frac{i}{(1+i)^n-1}=10000\frac{0.04}{(1+0.04)^{20}-1}=336\text{元}$$

（4）例　借外债100000元，10年内分期偿付，若利率为4%，问每年平均应偿付多少元？

解：

是已知现值，求年金，需用资金回收系数计算：

$$R=P[P\to R]_n^i=P\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n-1}=100000\frac{0.04(1+0.04)^{10}}{(1+0.04)^{10}-1}=12329\text{元}$$

（5）例　现存入1000元，此后6年中每年末又支出500元。在第二和第四年末，还各再存入800元。若年利为10%，求：1）6年末的本利和为若干？2）折算现金若干？

解：

根据题意作图4-4。

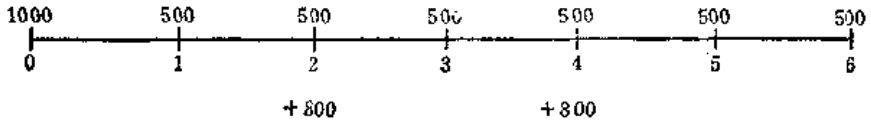


图 4-4　题5示意图

1）求本利和，是求终值。按图4-4可列出下列计算式：

$$S=P[P\to S]_6^{6-1}+R[R\to S]_4^{6-1}+P[P\to S]_4^{4-1}+P[P\to S]_2^{6-1}$$

$$=1000(1+0.1)^6+500\frac{(1+0.1)^6-1}{0.1}+800(1+0.1)^4+800(1+0.1)^3$$

$$=1000\times1.772+500\times7.716+800\times1.4641+800\times1.21$$

$$=7769\text{元}$$

2）求现值

①如已求出$S=7769$元，则用现值系数计算：

$$P=S[S\to P]_n^i=S\frac{1}{(1+i)^n}=7769\frac{1}{(1+0.1)^6}=4385.3\text{元}$$

②如不求终值，直接求现值时，是由S求P及由R求P，需用现值系数及年金现值系数

计算：

$$P=1000+500[R\to P]_6^{0.1}+800[S\to P]_2^{0.1}+800[S\to P]_4^{0.1}$$

$$=1000+500\frac{(1+0.1)^6-1}{0.1(1+0.1)^6}+800\frac{1}{(1+0.1)^2}+800\frac{1}{(1+0.1)^4}$$

$$=1000+500\times4.3553+800\times0.82644+800\times0.683$$

$$=4385.3\text{元}$$

第三节　静态分析法

在设计方案经济比较的静态分析法中，常见的方法有最小成本法、最小投资法及投资差额返本期法。

一、使用投资或成本指标进行比较

在方案选择时，如果两方案的成本(或利润)指标相差甚微基本相等，而投资指标相差较大时，无疑可以用投资指标确定优劣：投资小的方案为最佳方案；如两方案的投资基本近似，而成本（或利润）相差较大，则可用成本（或利润）指标决定优劣：当年产量相同，产品质量亦相同，单位产品成本最低为最佳方案；如年产量不同或产品质量不同时，年利润最高的方案为最佳方案。

最小投资法或最小成本法仅适用于在相互比较的两个方案中或投资或成本基本相同时，或两个指标在一个方案中均优而在另一个方案均差时。

二、投资差额返本期法

方案比较时，经常遇到的问题是投资与经营费各有优劣。这是因为投资的大小与技术装备水平有密切关系：即基建投资大，企业技术装备水平高，机械化程度高，工艺先进，则经营费低；反之，经营费高。此时在静态分析法中往往是应用投资差额返本期法确定方案的优劣。

投资差额返本期法的实质是：两方案比较时，用节约下来的经营费在额定年限内是否可以把多花的投资返回来。如果可以返回来，则投资高、成本低的方案为最佳方案；反之，如果在规定年限内返不回来，则成本高、投资小的方案在经济上优越。

为此，须计算出投资差额的返本年限T：

$$T=\frac{K_1-K_2}{C_2-C_1} \tag{4-13}$$

式中　K_1、K_2——第一及第二方案的投资，元；

C_1、C_2——第一及第二方案的年经营费，元。

之后再将计算出来的这个投资差额返本年限T与部门的额定返本年限T_0相比较。冶金矿山$T_0=5\sim6$ a。如$T<T_0$，则说明这部分差额投资投放在这个企业，其返本年限要比部门的平均返本年限短，应选用投资高、经营费低的方案；如$T>T_0$，则说这部分差额投资投放到其他企业去更为合理，应选用投资小、经营费高的方案。

我们现在来看式4-13中的分母。成本差（经营费差）就是利润差。如果我们以d_1、d_2分别代表第一方案和第二方案的利润，p为产品的价格，R'为税金，则：

$$d_1=p-C_1-R' \qquad \text{和} d_2=p-C_2-R'$$

故 $$C_2-C_1=d_1-d_2$$

所以投资差额返本期法的实质是，在T_0年内可否用多获得的利润返回多投资的金额。

如以$\Delta d=C_2-C_1$及$\Delta K=K_1-K_2$表示，则

$$T=\frac{\Delta K}{\Delta d}$$

令其倒数$1/T$为E，E为投资效果系数，即

$$E=\frac{\Delta d}{\Delta K} \tag{4-14}$$

亦可用E是否大于部门额定投资效果系数E_0（$=1/T_0$）来确定方案的选取：$E>E_0$时，选用投资高、成本低的方案；$E<E_0$时，投资低、成本高的方案在经济上优越。

如多方案比较时，可用式4-15或式4-16来确定最优方案，即按4-15或4-16计算，得值最小者为最优方案。

$$C_i+E_0K_i=\min \tag{4-15}$$

$$K_i+T_0C_i=\min \tag{4-16}$$

第四节　动态分析法

一、现金流量

现金流量是指投资项目（企业）从基建起到投产、生产直到关闭为止的整个周期内各年资金流入和流出活动情况。而每年资金流入与流出的差值，称之为净现金流量，它可以为正，亦可能为负。从基建投入资金开始到生产结束为止历年现金累计，可见图4-5的现

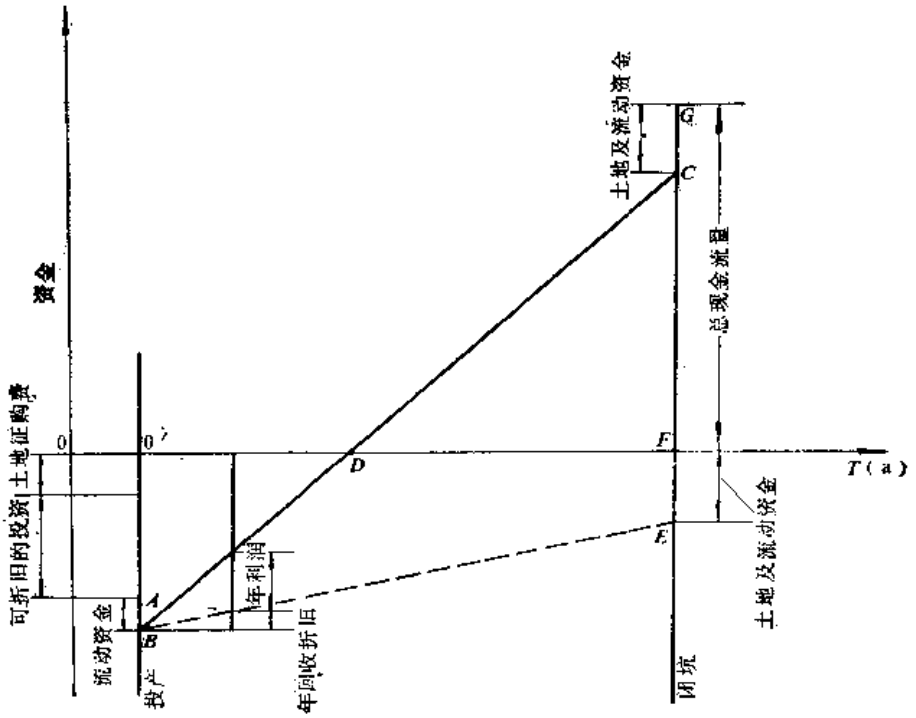


图 4-5　现金流量图

金流量图表示。

在图4-5中，坐标的原点为开始基建的时间，0′点为开始投产的时间，F点为生产结束的时间。在基建时间已投入总投资$0'A$，为负值。投产时再投入流动资金AB，即可生产。BE为折旧累计曲线；BC为现金流量累计曲线。BC与横坐标的交点D为企业的开始盈利点。在闭坑时，将土地及生产资金的回收额EF加到累计的利润CF中去后，得到总利润FG。

经常使用的现金流量表格式如表4-1所示。

表 4-1

项　　目	基建时期				生产时间			
	1	2	3	···	1	2	3	···
一、现金流入 1.销售收入(+) 2.回收流动资金(+) 3.回收折旧残值(+) 4.其他收入(+)								
现金流入合计								
二、现金流出 1.投资(−) 2.流动资金(−) 3.生产成本(−) 4.付息(−) 5.其他支出(−)								
现金流出合计								
三、净现金流量								

二、贴现法（*D*、*C*、*F*）

1．贴现法实质　如果在计算年限内各年现金流入的现值总和恰好与现金流出的现值总和相等（即净现金流量的现值总计为零），此时求得的贴现率就是贴现法的动态投资收益率，其基本表达式为：

$$\sum_{t=0}^{n}(CI_t - CO_t)[S \to P]_i^t = 0 \qquad (4\text{-}17)$$

式中　CI_t——第t年的现金流入；

CO_t——第t年的现金流出；

i——所需求出的贴现率；

n——自建设开始到闭坑的全部计算年数。

贴现（折现）是指将今后的货币量换算成现在时刻价值的计算。贴现时间的不同，其价值也不同。如同样是100元，一年前投入，利率为10%，今天就变成了110元；如果两年前投入，则为121元。

2．贴现法投资收益率计算步骤　由于贴现法投资收益率是在现金流量表的基础上计算的，故其计算步骤一般为：

（1）计算出各年的现金流入、现金流出和净现金流量CF。

（2）确定试算的贴现率。可根据报酬率因素表查得各年的贴现系数。实际工作中，一般需取两个贴现率进行试算。

（3）用两个贴现率分别计算各年净现金流量的现值。对两个贴现率的要求是，根据它们计算得的净现值最好一为正净现值，另一为负净现值。

用贴现法来计算投资收益率，需要有一个计算的基准年，即贴现到那一年。基准年可以任意定，并不影响评价的结果。一般是定在建设初期或投产年份。

（4）计算贴现法的投资收益率i。在手工计算中，一般用插入法求得贴现法的投资收益率。将已知的i_1、i_2、CF_1、CF_2表示在直角坐标系中，近似地看成是线性关系，再按相似三角形的原理求得i值。

试算后可能出现三种情况：均为正值，均为负值，一正一负。此时可按图4-6的三角形的比例关系近似求得。

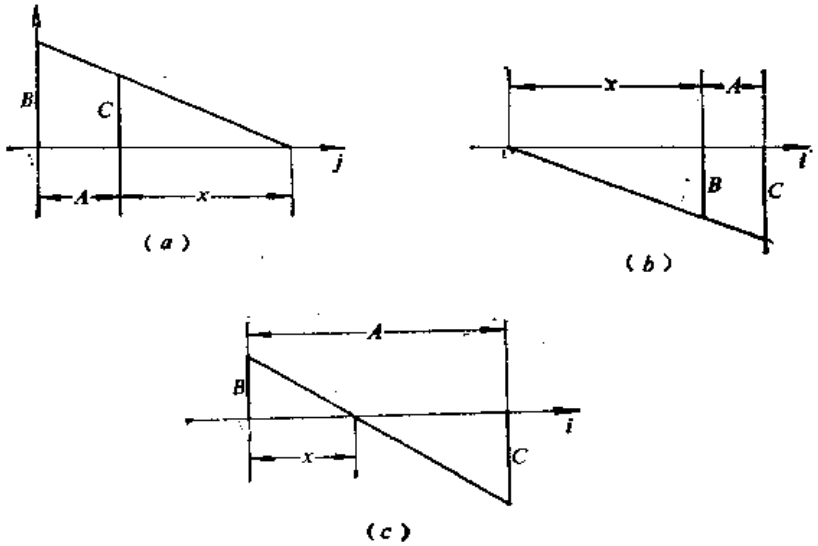


图 4-6　插入法按比例关系求 i 值的示意图

(a)均为正值；(b)均为负值；(c)一正一负

图中的B、C为两次试算出的值，A为两次试算的贴现率的差，x为拟求得的插入值。很明显x值可按下列公式求得：

第一种情况，均为正值 $x=\dfrac{C}{B-C}A$

第二种情况，均为负值 $x=\dfrac{B}{C-B}A$

第三种情况，一正一负 $x=\dfrac{B}{C+B}A$

求得x值后，加上试算的i值，得到所求的贴现率，即设计方案的投资收益率。

评价某单一方案时，得出的贴现率应与基准收益率相比较；如果大于基准收益率，则

方案有利。而基准收益率为部门的最低要求的收益率。

如系两方案比较时，则取其现金流量的差值，此时“流入”为节约的年经营费，“流出”为超额的投资额，来求贴现率。当贴现率大于基准收益率时，投资高的方案为经济上最优方案；当贴现率小于基准收益率时，投资小的方案为经济上最优方案。两方案比较时，不能单独计算出各个方案的贴现率，再相比较，取其贴现率大者。这样计算是错误的，因为我们比较的是净收益的大小，而不是增长的速率。

计算贴现率较为繁杂，经常是查系数表。

3．基准收益率　投资收益率分为静态收益率与动态收益率两种。静态收益率是指单位投资额所获得的年利润。如以i_1表示静态收益率时，则：

$$i_1=\frac{I-C-R'}{K} \tag{4-18}$$

式中　I——年销售收入，元；

C——年经营费，元；

K——年投资总额，元；

R'——年税金，元。

而动态收益率i则是需考虑投资的时间因素：

$$K[P\to R]_n^i+C+R'=I$$

而

$$[P\to R]_n^i=\frac{I-C-R'}{K}=i_1$$

从而

$$i_1=\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n-1} \tag{4-19}$$

即资金回收系数为静态收益率。式4-19为静态收益率与动态收益率的关系式。

从式4-19可得出：

$$i_1(1+i)^n-i_1=i(1+i)^n$$

$$\therefore\quad i=i_1\left[1-\frac{1}{(1+i)^n}\right]$$

因$i>0$，故

$$1>\frac{1}{(1+i)^n}>0$$

所以　$i_1>i$

即动态收益率必定小于静态收益率。

基准收益率就是最低要求的收益率。在我们社会主义国家，基准收益率是按各企业部门的实际情况来确定的。它是根据国民经济的现状、技术水平、部门的实际收益等因素综合确定的。目前国内外钢铁企业的实际投资收益率为：美国15～18%；西德15%；日本15.7%，鞍钢1978年为15%。

确定基准收益率时，应考虑下列几点原则。

（1）必须大于部门历年来的平均实际收益率，但实际收益率为静态的，须换算成动态收益率。如根据设备存在年限，概括地确定企业存在年限为15a，实际收益率为15%时，折算成动态收益率为12%～13%。

（2）矿山企业的投资均为贷款，则基准收益率必须大于年利率，否则企业无收益。它们之间的差额，就是企业可望获得的收益。如果投资的风险大，则这个差额制定的应高些；风险愈大，基准收益率应愈高。

（3）如果投资中部分是国外贷款，部分是国内资金，则需分别找出国外与国内的基准收益率，之后按资金的比例加权平均求出基准收益率。

4．例题

（1）例　如初期存款100元，10年后本利和为200元，求贴现率。

解：

此题是已知P、S和n，求i，可用终值系数来求得：

$S=P[P\to S]_n^i$，将n、S和n值代入后：

$200=100(1+i)^{10}$，查表得：

$\therefore\quad i=6\%\sim8\%$

这是因查表$[P\to S]n=10a$；　$i=6\%$时$[P\to S]_{10}^{6}=1.7908$；　$i=8\%$时，$[P\to S]_{10}^{0.08}=2.1589$。

可用插入法求i值。将$i=6\%$及$i=8\%$的$[P\to S]_{10}^{i}$值代入后，计算得出：$+20.9$及-15.9（图4-7）。求出i的近似值为$6\%+x$，而x值，可按比例求得：

$$\frac{x}{(8\%-6\%)-x}=\frac{20.9}{15.9}$$

$$\therefore\qquad x=\frac{20.9}{20.9+15.9}(8\%-6\%)=1.14\%$$

故所求得的贴现率为：

$$i=6\%+1.14=7.14\%$$

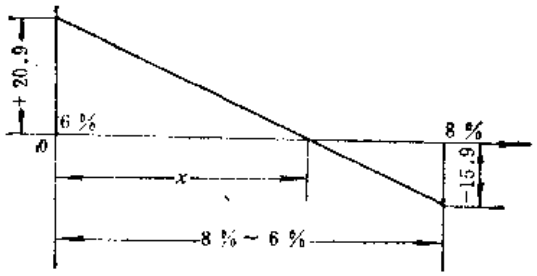


图 4-7　求 i 的示意图

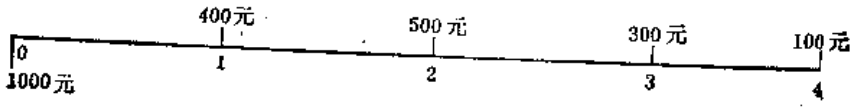


图 4-8　例3的历年支出与收益示意图

全投资收益率(*DCF-ROI*)计算表(万元)

表 4-2

项　　目	建设年份			生产年份										合计	
	1	2	3	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	−	+
一、现金流量——流入															
销售收入(+)				3500	7000	7000	7000	7000	7000	7000	7000	7000	7000		
经营费(−)				2000	4000	4000	4000	4000	4000	4000	4000	4000	4000		
税金(−)									350	350	350	350	350		
设备更新费(−)					500	500	500	500	500	500	500	500			
流动资金回收(+)													2000		
固定资产残值(+)													1000		
流入合计				1500	2500	2500	2500	2500	2150	2150	2150	2150	5650		
二、现金流量——流出															
基建费用(−)	3700	4800	1500												
流动资金(−)				1000	1000										
流出合计	3700	4800	1500	1000	1000										
三、净现金流量N、C、F	−3700	−4800	−1500	500	1500	2500	2500	2500	2150	2150	2150	2150	5650		
15%系数	08696	0.7561	0.6575	0.5718	0.4972	0.4323	0.3759	0.3269	0.2843	0.2472	0.2149	0.1869	0.1625		
−1039	−3218	−3629	−936	286	746	1081	940	817	611	531	461	402	918	7833	6794
12%系数	0.8929	0.7972	0.7118	0.6365	0.5674	0.5066	0.4523	0.4039	0.3606	0.3220	0.2875	0.2567	0.2294		
311	−3304	−3827	−1068	318	851	1267	1131	1010	775	692	618	552	1296	8199	8510
四、比例计算	$\frac{311}{311+1039}\times 3\%=0.69\%$								$DCF-FOI=12\%+0.69\%=12.69\%$						

（2）例　某项目服务年限为4a，初期投资及历年收益如图4-8。求贴现率i。

解：

1）设年贴现率为i，按折算到第4年末时，按收支平衡计算：

$$\{[\{-1000(1+i)+400\}(1+i)+500](1+i)+300\}(1+i)+100=0$$

即　$-1000(1+i)^4+400(1+i)^3+500(1+i)^2+300(1+i)+100=0$

经计算，得$i=13.7\%$。

2）亦可按现值计算，其结果是一致的。

两个方案的投资和年经营费　　表 4-3

年　份	方　案　I			方　案　II		
	投　资	年经营费	合　计	投　资	年经营费	合　计
1	400		400	300		300
2	500		500	400		400
3	100	300	400	100	320	420
4		600	600		640	640
5		600	600		640	640
6		600	600		640	640
7		600	600		640	640
8		600	600		640	640
9		600	600		640	640
10		600	600		640	640
11		600	600		640	640
12		600	600		640	640
合计	1000	5700	6700	800	6080	6880

贴现法(*DCF*)计算表(千元)　　表 4-4

年　份	方案I资金合计	方案II资金合计	(3)－(2)	系数12%	*DCF* (4)×(5)	系数10%	*DCF* (4)×(7)
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)
1	400	300	－100	0.8929	－89	0.9091	－91
2	500	400	－100	0.7972	－80	0.8264	－83
3	400	420	20	0.7118	14	0.7513	15
4	600	640	40	0.6355	25	0.6830	27
5	600	640	40	0.5674	23	0.6209	25
6	600	640	40	0.5066	20	0.5645	23
7	600	640	40	0.4523	18	0.5132	21
8	600	640	40	0.4039	16	0.4665	19
9	600	640	40	0.3600	14	0.4242	17
10	600	640	40	0.3226	13	0.3855	15
11	600	640	40	0.2875	12	0.3505	14
12	600	640	40	0.2567	10	0.3185	13
合　计				－169	＋165	－174	＋189
				差　值	－4	差　值	＋15

净现值计算表(万元) **表 4-5**

年份		投资额	收入额	支出额	净现金流量 NCF	10% 贴现率	贴现值 DCF
建设年份	1	−3700			−3700	0.9091	−3364
	2	−4800			−4800	0.8264	−3967
	3	−1500			−1500	0.7516	−1127
生产年份	1		3500	−3000	500	0.6830	342
	2		7000	−5500	1500	0.6209	931
	3		7000	−4500	2500	0.5645	1411
	4		7000	−4500	2500	0.5132	1283
	5		7000	−4500	2500	0.4665	1166
	6		7000	−4850	2150	0.4241	912
	7		7000	−4850	2150	0.3855	829
	8		7000	−4850	2150	0.3505	754
	9		7000	−4850	2150	0.3186	685
	10		10000	−4350	5650	0.2897	1637
合计							1492

两方案现值计算表(千元) **表 4-6**

年份	资金合计		系数10%	现值	
	方案 I	方案 II		方案 I	方案 II
1	400	300	0.9091	364	273
2	500	400	0.8264	413	331
3	400	420	0.7513	301	316
4	600	640	0.6830	410	438
5	600	640	0.6830	373	397
6	600	640	0.6209	339	361
7	600	640	0.5645	308	328
8	600	640	0.5132	280	299
9	600	640	0.4665	254	271
10	600	640	0.4241	231	247
11	600	640	0.3855	210	224
12	600	640	0.3505	191	204
合计	6700	6880	0.3186	3674	3689

两方案的原始数据表 **表 4-7**

方案	投资（万元）	年销售收入（万元）	年经营费（万元）	年收益（万元）
A	1000	500	284	216
B	2000	500	97	403

$$1000=\frac{400}{1+i}+\frac{500}{(1+i)^2}+\frac{300}{(1+i)^3}+\frac{100}{(1+i)^4}$$

经计算，同样得到 $i=13.7\%$

（3）例　某矿年产量100万吨，投资1亿元，流动资金2000万元，每吨矿石售价70元，经营费40元，矿山存在年限为10a。投资及生产情况见表4-2中的一、二部分。设基准收益率为10%，试用贴现法对该方案进行评价。

解：

贴现法的目的是要求出一个经贴现后的净现金流量现值合计为零的贴现率，由于计算较繁杂，经常是查表计算，故须试算。第一个试算的贴现率用大约的年平均现金流入2150万元除以流出总量12000万元：$\frac{2150}{12000}=0.1792$。查系数表 $n=10$a按近0.1792的$[P\to R]_{10}^{12}=0.1770$及$[P\to R]_{10}^{15}=0.1993$，故先用15%系数试算。结果流出量大于流入量：7833−6794=1039万元，说明贴现率取大了。贴现率愈大，贴现后的现金流入量越少，故再用12%试算，结果流入量大于流出量311万元。具体计算见表4-2中的第三部分。再用插入法求i，见表4-2中的第四部分。$i=12.69\%$，大于10%，说明该方案可取，有极好的经济效果。

（4）例　设有两方案的投资和经营费如表4-3所示，寿命10a，基准收益率为10%。试比较哪一个方案为最优方案。

投资和年经营费均属流出，故在同时可以相加。取两方案之差，负值为流出，正值为流入，用投资小的方案减投资大的方案，并列入表4-4。

按比例计算

$$x=\frac{15}{15+4}\times 2\%=1.58\%$$

$$\therefore \quad DCF-ROI=11.58\%$$

11.58%>10%（基准收益率），即超额投资收益率大于基准收益率，故投资大的第Ⅰ方案为最佳方案。

三、净现值法（NPV）

1．净现值法的实质　是按基准收益率将净现金流量贴现到计算的基准年，用净现值的大小来评价优劣，如式4-20所示：

$$NPV=\sum_{t=0}^{n}CF_t[S\to P]_i^t \tag{4-20}$$

式中　i——基准收益率；

CF_t——第t年的净现金流量；

n——企业存在年限；

用净现值法评定单方案，当贴现后的现金流入大于或等于现金流出，即净现值大于或等于零时，则表明投资可取，否则方案不可取。但小于零为负时，并不一定是无利，而可能是达不到要求的收益。在两方案对比时，如用销售收入计算，则计算出两方案的净现值后，净现值大者为最优方案；如不计销售收入，只按投资与年经营费计算，则净现值小者

为最佳方案，因投资与经营费均系支出，很明显，支出的愈少，方案的经济效果愈好。

2．例题　举以下三个例子。

（1）例　见本章第四节二之4例(3)

解：

为用净现值法评价方案，上例的净现金流量，再按10%的基准收益率算出贴现值，并列入表4-5。从表中可以看出净现值为1492万元，即10%NPV=1492万元，为正值。可见与贴现法所得出的结论是一致的，该方案在经济上是合理的，可以投资。

（2）例　见本章第四节二之4例(4)

解：

将该题按净值计算出Ⅰ、Ⅱ两方案的现值列入表4-6。

计算结果（见表4-6）表明，Ⅰ方案支付的净现值较Ⅱ方案少3689－3674=1.5(千元)。由于均系支出，故方案Ⅰ为最佳方案。这与贴现法的结论是一致的。

（3）例　有A、B两方案，投产后生产年限为8a，其投资、年销售收入、年经营费及年收益列入表4-7，其贷款利率为8%。问A、B哪个方案为经济上最佳方案。

解：

1）用贴现法。

投资差：2000－1000=1000万元

年收益差：403－216=187万元

因是8年中的收益率，故

$$1000[P\rightarrow R]_8^i=187$$

$\therefore[P\rightarrow R]_8^i=0.187$，查得$i=10\%$。

因10%>8%，故投资大的B方案为最佳方案。

2）用净现值法。

按投资及收益计算

投资为投产前的支出，投产后生产8a，将年收入贴现到投产。

$$NPV(A)=216[R\rightarrow P]_8^{8\%}-1000=240\text{万元}$$

$$NPV(B)=403[R\rightarrow P]_8^{8\%}-2000=316\text{万元}$$

316万元>241万元，即$NPV(A)<NPV(B)$

故方案B为经济效果最佳方案。

按投资及经营费计算

$$NPV(A)=284[R\rightarrow P]_8^{8\%}+1000=2632$$

$$NPV(B)=97[R\rightarrow P]_8^{8\%}+2000=2557$$

由于均是支出，故支出少的B方案优越。

从上述三种计算方法来看，结论是一致的，均为B方案为最佳方案。

第五章　建设项目经济评价方法

第一节　概　　述

一、建设项目经济评价的意义与内容

建设项目经济评价，是项目可行性研究的有机组成部分和重要内容，是项目决策科学化的重要手段。经济评价的目的是根据国民经济发展战略和行业、地区发展规划的要求，在做好产品（服务）市场需求预测及厂址选择、工艺技术选择等工程技术研究的基础上，计算项目投入的费用和产出的效益，通过多方案比较，对拟建项目的经济可行性和合理性进行分析论证，作出全面的经济评价，为项目的科学决策提供依据。

建设项目经济评价分为财务评价和国民经济评价。

财务评价主要是在国家现行财税制度和价格的条件下，考察项目的财务可行性。国民经济评价是从国民经济综合平衡的角度分析计算项目对国民经济的净效益，据以判别建设项目的经济合理性。

二、财务评价与国民经济评价的主要区别

1．评价角度不同　财务评价是从财务角度考察货币收支和盈利状况及借款偿还能力，以确定投资行为的财务可行性。国民经济评价是从国家整个角度考察项目需要国家付出的代价和对国家的贡献，确定投资行为的宏观可行性。

2．效益与费用的含义及划分范围不同　财务评价是根据项目的实际收支确定项目的效益和费用，税金、利息等均计为费用。国民经济评价是着眼于项目对社会提供的有用产品和服务及项目所耗费的全社会有用资源，考察项目的效益和费用，故税金、国内借款利息和补贴等不计为项目的效益和费用。财务评价只计算项目直接发生的效益和费用，国民经济评价对项目引起的间接效益和费用即外部效果也要进行计算和分析。

3．评价采用的价格不同　财务评价对投入物和产出物采用现行价格，国民经济评价采用影子价格。

4．主要参数不同　财务评价采用的是官方汇率，并以因行业而异的基准收益率作为折现率；国民经济评价采用国家统一测定的影子汇率和社会折现率。

由于上述区别，评价结果不外乎四种情况，即：财务评价与国民经济评价均可行，应予通过；均不可行，应予否定；财务评价不可行，国民经济评价可行的项目，一般应提出采取经济优惠措施的建议；财务评价可行，国民经济评价不可行的项目，应该否定，或重新考虑方案，进行“再设计”。

三、关于经济评价在计算期各年使用同一价格问题

项目的经济评价，在计算期内各年使用同一价格，即财务评价使用现行价格，国民经济评价使用影子价格。这主要是出于以下考虑。

（1）引起项目整个计算期内价格变动的因素较多，例如通货膨胀可导致物价总水平变动，技术进步、消耗降低可引起价格相对水平变动，不同生产经营阶段、不同生产量可影响产品价格变动。对这些复杂的因素很难做出十年、二十年的预测。

（2）在进行不同项目、不同方案比较选择时，一般均可舍去价格变动因素而不会影响项目或方案的可比性。

（3）在很多情况下，投入物（费用）可能涨价，产出物（效益）也可能涨价，两者可以大致抵消。

采用同一价格，是为了简化计算，方便经济评价工作的进行，并不意味着项目计算期内产品的实际价格固定不变。

四、关于计算期问题

计算期包括拟建项目的建设期和生产期。采掘工业受资源储量限制需要确定合理开采年限。

除建设期应根据实际需要确定外，一般来说，计算生产期有20a已经足够了。因为20a后将发生什么情况很难预测，时间越长，误差越大。其次按折现法计算，20a后的收益金额折现为现值，为数甚微，故对评价结论不会发生举足轻重的影响。

第二节　不确定性分析

项目评价所采用的数据，大部分来自预测和估算，有一定程度的不确定性。为了分析不确定因素对经济评价指标的影响，需要进行不确定性分析，以预测项目可能承担的风险，确定项目在财务、经济上的可靠性。

不确定性分析包括盈亏平衡分析、敏感性分析和概率分析。盈亏平衡分析只限于财务评价，敏感性分析和概率分析可同时用于财务评价和国民经济评价。

一、盈亏平衡分析

1．盈亏平衡点的确定方法　盈亏平衡点，是指企业的销售收入恰好与生产支出费用相等的点，是企业发生盈利或亏损的分界点。

企业收入的主要来源是产品的销售收入。企业的支出主要反映在完全成本上。因而分析盈亏平衡点的主要经济参数为：产品销售数量、单位产品销售价格、单位产品可变成本和总的固定成本等指标。

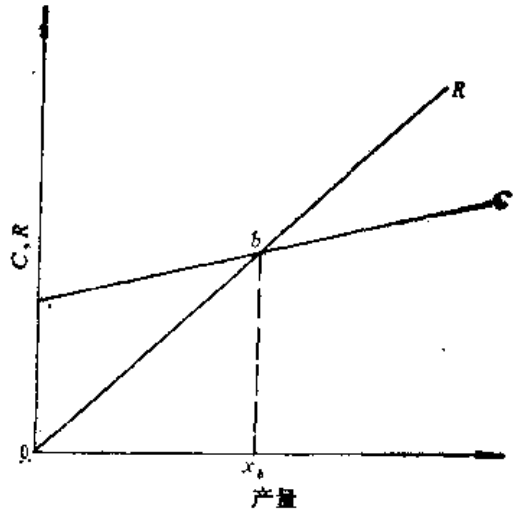


图 5-1　盈亏平衡点

C—企业总成本；R—企业销售收入

在第三章中已讲过，企业总成本与产量的关系式为

$$C=F+Vx \tag{5-1}$$

式中 F——固定费用；

V——单位产品可变费用；

x——产量。

式5-1为一直线方程，单位产品可变费用V为斜率，固定费用F为截距，见图3-1。

产品产量（销售量）与销售收入的关系式为

$$R=Px \tag{5-2}$$

式中 R——年销售收入；

P——单位产品销售价格；

x——产量。

式5-2亦为一直线方程，其图形为一条由原点开始的直线；如与成本线画入同一坐标上时，相交于b点（图5-1）。b点为盈亏平衡点。从图中可以明显地看出：产量低于x_b时，企业必然亏损；当产量大于x_b时，则企业有盈利。投资已定，提高产量是增加企业盈利的一项有效措施；产量下降势必引起企业的盈利下降，甚至亏损。

如C为完全成本，d为盈利，可写成：

$$d=R-C$$

当产量处于盈亏平衡点时，$d=0$，则$R=C$，从而

$$Px_b=F+Vx_b$$

所以

$$x_b=\frac{F}{P-V} \tag{5-3}$$

式5-3为已知单位单品的价格、单位产量的可变费用及固定费用时，求盈亏平衡点的产量。

例 某矿山年固定费用为70万元/a，单位可变费用为1.0元，矿石销售价为4.5元/t。求盈亏平衡点的产量及此时的盈亏平衡量（平衡时的销售收入）。

解：

盈亏平衡点的产量：

$$x_b=\frac{F}{P-V}=\frac{700000}{4.5-1.0}=20\text{万t/a}$$

盈亏平衡量

$$20\text{万t/a}\times 4.5\text{元/t}=90\text{万元/a}$$

2. 方案评价 在生产实际中经常是投资大的方案固定费用大，而可变费用小；投资小的方案固定费用小，可变费用大。如对矿山的运输设备进行分析，就可以得出这种结论。这时有一个产量与设备选型的关系问题：大于某一个产量应选用投资大经营费小的方案（设备），小于某一个产量应选用投资小，经营高的方案（设备）。

图5-2中设备A自动化程度低，投资少，固定费用低，但生产过程中可变费用高；B设备自动化程度高，投资大，固定费用高，但省工时，可变费用小。从图中可以很明显地看出：产量在A、B线交点处的x_b以前，使用B设备不利，应采用A设备；平衡点以后，即$x>x_b$时应使用设备B。此时可用两个成本函数式去求x_b值，如已知：

$$C_A=F_A+V_Ax$$

$$C_B=F_B+V_Bx$$

则处于 b 点处的 x_b 时 $C_A=C_B$，从而

$$F_A+V_Ax_b=F_B+V_Bx_b$$

从而

$$x_b=\frac{F_B-F_A}{V_A-V_B}$$

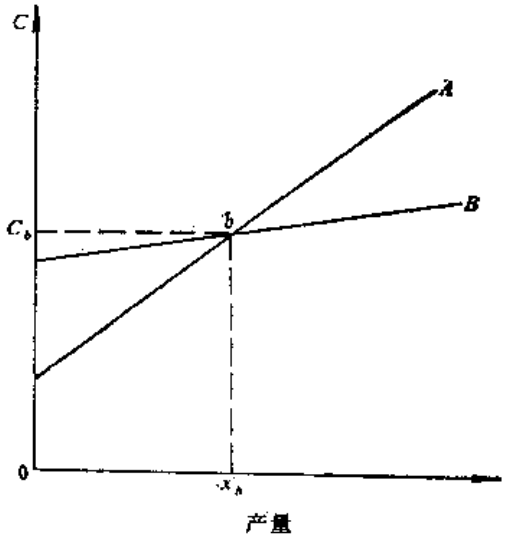


图 5-2 用盈亏平衡点确定方案

例 有3t和8t两种载重汽车，其价格分别为1万元/台和2.5万元/台，运营费分别为0.4元/t·km及0.3元/t·km，使用年限分别为8a及10a。试问如基准投资收益率为10%，当车年运输量达到多少时，可使用8t汽车？

解：

（1）求每年的固定费用：

$$3\text{t}载重汽车10000[P\rightarrow R]_8^{0.1}=10000\times0.1874$$
$$=1874元/a$$
$$8\text{t}载重汽车25,000[P\rightarrow R]_{10}^{0.1}=25000\times0.1628$$
$$=4070元/a$$

资金回收系数$[P\rightarrow R]_n^i$查表可得。

（2）成本函数

3t载重汽车 $C_3=1874+0.4x$

8t载重汽车 $C_8=4070+0.3x$

（3）求平衡点时的运输量

平衡处的两种汽车的总成本相同，即$C_3=C_8$。此时的x_b值为：

$$x_b=\frac{F_8-F_3}{V_3-V_8}=\frac{4070-1874}{0.4-0.3}=22000\text{t}\cdot\text{km}$$

（4）结论

车年运输量超过2.2万t·km时，应选用8t载重汽车；车年运输量小于2.2万t·km时，应选用3t载重汽车。

3．用平衡点分析方案的风险性 设有A、B两方案，产量为D。A方案投资大，年

经营费小，预期收益大；B方案投资小，年经营费大，预期效果小。试分析 A、B 两方案的经济性与风险性。为了用盈亏平衡分析，将两方案的成本函数及销售收入随产量变化关系，绘入图5-3。图中A-A为方案A的成本函数线，B-B为方案B的成本函数线，$0S$ 为销售收入线。“R”点为A、B两方案的优劣平衡点，“P”点为B方案的盈亏平衡点。“Q”点为A方案的盈亏平衡点。

如各项要素（投资、经营费、存在年限、产品价格等）均系确定性的因素，经济效果随产量变化，则从图5-3中可作出如下的判断：产量为“1”时，B 方案开始盈 利；产量为“2”时，A方案开始盈利；产量小于“3”（R点之前）B方案优越；产量大于“3”（R点之后）A方案优越。

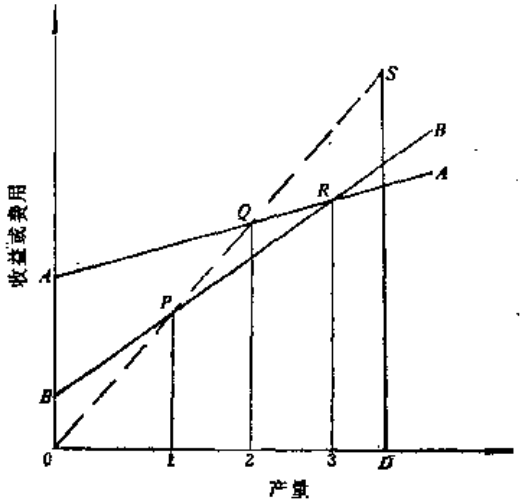


图 5-3　用盈亏分析方案

但设计时所预测的各项要素，经常会发生变化，其结果对两方案的分析会发生影响。我们可以认为投资是目前发生的，变化的可能性较小，不予考虑，但在下列几个问题上易发生预测偏差：（1）产品要求量预测不准，从而使产量发生变化；（2）市场供需的波动预测不准，从而使产品销售价格发生变化；（3）材料等价格发生变化，使经营费预测不准；（4）矿量不准，使服务年限发生变化。下面从上述四点经常可能预测不准的要素的变动，来看A、B两方案对偏差的抵抗能力，即研究其风险性。

（1）产量降低。如产量需求量预测不准，使产品产量下降，由原“D”点下降到“2”与“3”之间，即Q与R之间。从图5-3中很明显地可以看出：A方案的利润小于B方案的利润；如产量在“1”与“2”之间，即P与Q之间，那么B方案仍然有利，而此时A方案开始亏损；如产量小于“1”时，仍是B方案优于A方案，但此时B方案亏损小于A方案。

通过上述分析，可以得出如下结论：对产量的减少，方案B的抵抗能力大于方案A的抵抗能力，预期收益小的方案比较安全，风险性小。

（2）产品销售价格降低。如销售价格在预测上有偏差，价格降低后销售收入线由$0S$下降到$0S'$（图5-4），则B方案由盈利变为亏损，而A方案仍有盈利。如果价格再进一步降低到$0S''$，则A、B两方案均亏损，但方案A的亏损额比方案B小。

故可以得出如下结论：对销售价格的降低，A方案的抵抗能力比B方案大，方案预期收益大的方案比较安全，风险性小。

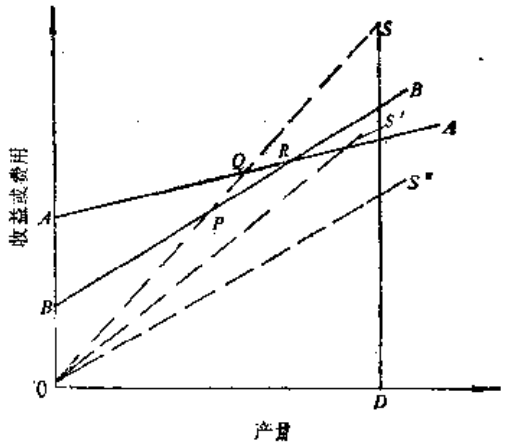


图 5-4　产品价格变化对方案的影响

（3）经营费提高。如果材料、工资、动力等费用预测有偏差，经营费比预测的高，此时方案A的成本线AA的斜率发生变化，上移到AA'，B方案的成本线BB的斜率亦发生变化，上移到BB'（见图5-5）。由于BB线的斜率大于AA线的斜率，变化后的BB线上升的幅度比AA线大，两方案的优劣平衡点R向左移到R'。如经营费继续提高，成本线的斜率进一步上升时，B方案首先由盈变亏。

故可以得出如下结论：对经营费估计偏差的抵抗能力，方案A大于方案B，预期效果大的方案比较安全，风险性小。

（4）服务年限缩短。如果储量计算不准，实际生产过程中发现储量减少了，或因采矿设计中矿石损失估算不足，生产中矿损加大，从而使服务年限缩短，这时会使成本中固定费用提高。从图5-6中可以看出，此时两方案的截距发生变化，在纵轴上A、B点提高

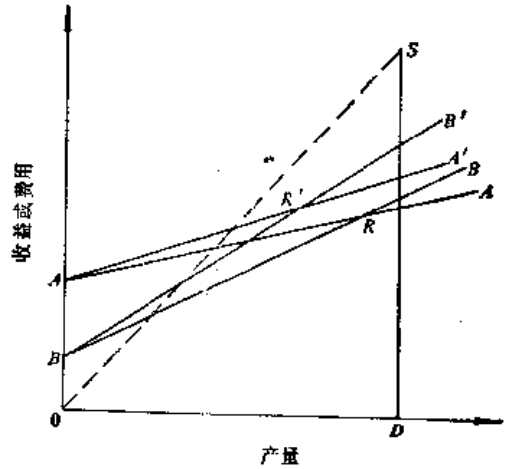


图 5-5　经营费变化对方案的影响

到A'及B'。固定费相当于初始投资乘以资金回收系数$[P\rightarrow R]_n^i$，使用年限由原n下降到n'，而资金回收系数由原$[P\rightarrow R]_n^i$上升到$[P\rightarrow R]_{n'}^i$。因$n'<n$，所以$[P\rightarrow R]_{n'}^i>[P\rightarrow R]_n^i$，从而固定点$A$、$B$上升到$A'$及$B'$，即原固定费用大的方案$A$要比固定费用小的方案

B上升的幅度要大。此时R点向右移动，故如果继续缩短服务年限时，方案A首先由盈变亏。

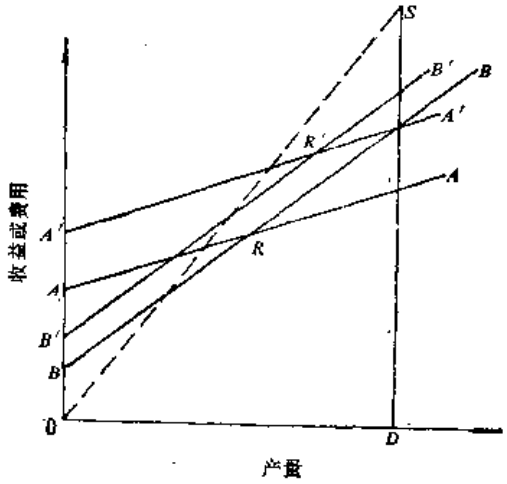


图 5-6 服务年限变化对方案的影响

因此，可以得出如下结论：对服务年限偏差的抵抗能力方案B大于方案A，预期收益小的方案较安全，风险性小。

二、敏感性分析

1．基本概念 在设计中，尤其是在可行性研究过程中，资料一般是不够齐全，因而所假定的条件、所取得的数据不可能完全符合实际。不仅如此，可行性研究是初步设计前进行的，距投资还有一段较长的时间，情况有可能发生变化，而且还可能是不小的变化，使投资收益率或净现值不符合实际，故在可行性研究中，一般都要做敏感性分析，或叫做灵敏性分析。

所谓敏感性分析，是指对影响投资收益率或净现值的因素（如储量、材料价格、产品价格、产量、基建费用等）进行分析，研究因素变化对投资效果的影响，影响程度大即最为敏感的因素，以便对这些因素再作进一步的深入的分析，进一步研究敏感因素可能发生的变化，作出预测性的工作。

2．实例1 澳大利亚人亚哈默斯发现一个铁矿露头，经初步勘探矿石品位达60%以上，矿石储量约30亿t，但亦可能是20亿t或10亿t，不确切。试作如下的可行性研究。

假定储量为30亿t，年产量为1000万t/a，矿山存在年限为300a，矿石价格为10美元，建设投资约为1.8亿美元，设备折旧及经营费每年约8000万美元。当时的基准收益率$i=15\%$，考虑到以后30a内物价可能上涨，取基准收益率为$i=10\%$。

计算矿山整个存在年限的净现值，其关系见图5-7。

每年现金流量： 10000万美元－8000万美元＝2000万美元

从而整个存在年限中的净限值为：

$$P=2000\text{万}[R\rightarrow P]_{300}^{10\%}-18000\text{万}$$

$$=2000\text{万}\frac{(1+0.1)^{300}}{0.1(1+0.1)^{300}}-18000\text{万}$$

$$=2000\text{万美元}$$

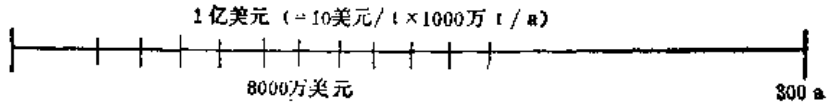


图 5-7 净现值计算图

再换成每年的净收益：

$$P = P[P \to R]_{300}^{10\%}$$

$$= 2000万\frac{0.1(1+0.1)^{300}}{(1+0.1)^{300}-1} = 200万美元/a$$

很明显，建矿是有利的，每年可获得净收益200万美元。但资料不全，需作敏感性分析。

（1）储量变动。假定储量不是30亿t，而是3亿t吨，服务年限不是300a，而是30a。此时总收益的现值：

$$P = 2000万[R \to P]_{30}^{10\%} - 18000万$$

$$= 2000万\frac{(1+0.1)^{30}-1}{0.1(1+0.1)^{30}} - 18000万$$

$$= 854万美元$$

再换算成年收益：

$$R = 854万[P \to R]_{30}^{10\%}$$

$$= 854\frac{0.1(1+0.1)^{30}}{(1+0.1)^{30}-1}$$

$$= 90.6万美元$$

（2）销售量的变动。假如年产量不是1000万t，而是900万t，则销售收入不是1亿美元，而是9000万美元。假定原来估计的支出固定费用占50%，即4000万美元；可变费用亦为50%，4000万美元，现销售量减少10%，为3600万美元，则总费用不是8000万美元，而是7600万美元。

此时净现金流量为：

$$9000万 - 7600万 = 1400万美元$$

总净现值：

$$P = 1400万\ [R \to P]_{300}^{10\%} - 18000万$$

$$= 1400\frac{(1+0.1)^{300}-1}{0.1(1-0.1)^{300}} - 18000$$

$$= 1400 \times 10 - 18000 = -4000万美元$$

（3）结论。通过上述分析，可以看出，储量即令是仅为原储量的1/10，仍然是盈利的，但每年由原200万美元，下降到90万美元，下降约为二分之一。但产量下降10%之后，立即发生亏损。销售量要比储量灵敏的多。可见进一步需研究的不是储量，而是销售问题。因此对日本、美国、加拿大等国家的钢产量、矿石需要量、买矿等问题进行了广泛的深入的调查研究，得出结论，认为销售不成问题，有保证，从而作出了开矿投资的决策。

实例2　某矿山按基本经济参数计算的投资收益率为14.5%。今对总投资、产品成本、产品销售价格、产量等因素作了不确定性分析，分别算出这些因素按±10%变化时的投资收益率，如表5-1所示。

敏感性分析表　　表5-1

基本经济参数		14.5	
总投资	+10	13.2	−1.3
	−10	15.3	+0.8
产品成本	+10	12.4	−2.1
	−10	16.5	+20
产品销售价	+10	19.3	+4.8
	−10	9.4	−5.1
产品产量	+10	16.0	+1.6
	−10	12.9	−1.6

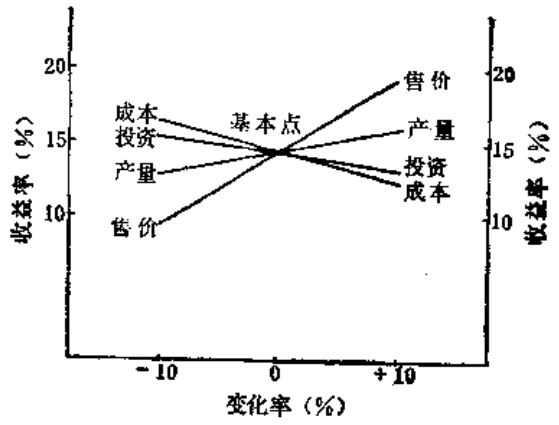


图 5-8　敏感性分析

从表5-1和图5-8可看出，随着生产产品数量的增减或产品销售价格的变化，建设项目的投资收益率也随之相应增减。随着总投资的增减或成本的增减，建设项目的投资收益率也随之相应增减，从而为投资项目的决策者提供了哪些因素对提高经济效果有利，哪些因素不利。在本例中投资收益率对产品销售价格的变化最敏感，其次是产品成本。

三、概率分析

概率分析，是使用概率方法来研究和预测不确定因素和风险因素对项目经济评价指标影响的一种定量分析方法。重大工业项目的经济评价，有条件时应进行概率分析。

第三节　财务评价

一、财务评价中所使用的基本计算表格

在设计工作中财务评价所使用的基本计算表格，包括财务现金流量表、利润表及财务平衡表。

1．财务现金流量表　它是反映项目计算期内各年的现金收支（现金流入和现金流出），用以计算各项动态和静态评价指标，进行项目财务盈利性分析。按投资计算基础的不同，财务现金流量表分为：

（1）财务现金流量表（全部投资）。该表设定全部投资（包括固定资产投资和流动资金）均为自有资金，用以计算全部投资财务内部收益率、财务净现值及投资回收期等评价指标。

（2）财务现金流量表（国内投资）。该表适用于涉及外资的项目，以国内资金（包括国家预算内投资、国内贷款和自筹资金等）作为计算的基础，用以计算国内投资财务内部收益率、财务净现值。

2．利润表　它是用以计算项目在计算期内各年的利润额。

3．财务平衡表　它是根据项目的具体财务条件测算计算期内各年的资金盈余或短缺情况，供作选择资金筹措方案，制定适宜的借款及偿还计划，并用以测算固定资产投资借款偿还期，进行清偿能力分析。

涉及产品出口创汇及替代进口节汇的项目，一般应编制财务外汇流量表，以测算计算期内各年的净外汇流量、财务外汇净现值、财务换汇成本及财务节汇成本等指标，进行外汇效果分析。

二、评价指标

财务评价以财务内部收益率、投资回收期和固定资产投资借款偿还期等作为主要评价指标。产品出口创汇及替代进口节汇的项目，要计算财务外汇净现值、财务换汇和节汇成本等指标。根据项目的特点及实际需要，也可计算财务净现值、财务净现值率、投资利润率、投资利税率等辅助指标。

1．主要评价指标

（1）财务内部收益率（$FIRR$），是指项目在计算期内各年净现金流量现值累计等于零时的贴现率，其表达式为：

$$\sum_{t=1}^{n}(CI_t-CO_t)\,[S\to P]_t^i=0$$

式中　CI_t——第 t 年的现金流入量；

CO_t——第 t 年的现金流出量；

i——所需求的贴现率；

n——计算期。

财务内部收益率（$FIRR$）可用试差法求得。在财务评价中，求出的$FIRR$应与部门或行业的基准收益率i_c比较：当$FIRR\geqslant i_c$时，应认为项目在财务上是可以考虑接受的。

（2）投资回收期（投资返本年限），是以项目的净收益抵偿全部投资（包括固定资产投资和流动资金）所需要的时间，是反映项目财务上投资回收能力的重要指标。投资回收期自建设开始年算起，同时还应写明自投产开始年算起的投资回收期。投资回收期p_t（以年表示）的表达式为：

$$\sum_{t=1}^{p_t}(CI_t-CO_t)=0 \qquad (5\text{-}4)$$

投资回收期可用财务现金流量表中的累计净现金流量计算求得，详细计算公式为：

$$\text{投资回收期}\ p_t = \left\{\begin{array}{c}\text{累计净现金流量开}\\ \text{始出现正值年份数}\end{array}\right\} - 1 + \left\{\frac{\text{上年累计净现金流量的绝对值}}{\text{当年净现金流量}}\right\}$$

项目评价求出的投资回收期p_t应与部门或行业的基准投资回收期（p_c）比较。当$p_t \leqslant p_c$时，应认为项目在财务上是可以考虑接受的。

（3）固定资产投资借款偿还期p_d，是指在国家财政规定及项目具体财务条件下，项目投产以后可用作还款的利润、折旧及其他收益额偿还固定资产投资借款本金和利息所需要的时间，其表达式为：

$$I_d = \sum_{t=1}^{p_d} (R_p + D' + R_0 - R_r)_t$$

式中 I_d——固定资产投资借款本金和利息之和；

p_d——借款偿还期（建设开始年计算；当从投产年算起时，应予注明）；

R_p——年利润总额；

D'——可用作偿还借款的年折旧；

R_0——可用作偿还借款的其他年收益；

R_r——还款期间的年企业留利；

$(R_p + D' + R_0 - R_r)_t$——第t年可用于还款的收益额。

借款偿还期可由财务平衡表直接推算，以年表示。详细计算公式为：

$$\text{借款偿还期} = \left\{\begin{array}{c}\text{借款偿还后开始}\\ \text{出现盈余年份数}\end{array}\right\} - 1 + \left\{\frac{\text{当年应偿还借款额}}{\text{当年可用于还款的收益额}}\right\}$$

2．辅助评价指标

（1）财务净现值（$FNPV$）和净现值率（$FNPVR$），是反映项目在计算期内获利能力的动态评价指标。前者是指项目按部门或行业的基准收益率或设定的贴现率（未制定基准收益率时），将各年的净现金流量贴现到建设起点（建设初期）的现值之和；后者是项目净现值与全部投资现值之比，亦即单位投资现值的净现值。其表达式为：

$$FNPV = \sum_{t=1}^{n} CF_t [S \to P]_i$$

式中 i——基准收益率；

CF_t——第t年的净现金流量；

n——企业存在年限。

$$FNPVR = \frac{FNPV}{I_p} \tag{5-5}$$

式中 I_p——投资（包括固定资产投资和流动资金）的现值。

财务净现值和财务净现值率可通过现金流量表计算求得。

财务净现值大于零或等于零的项目是可以考虑接受的。在选择方案时，应选择净现值大的方案；当各方案投资额不同时，需用净现值率来衡量。

（2）投资利润利，是指项目达到设计生产能力后的一个正常生产年份的年利润总额，与项目总投资的比率。对生产期内各年的利润总额变化幅度较大的项目，应计算生产期年平均利润总额与总投资的比率，其计算公式为：

$$投资利润率=\frac{年利润总额或年平均利润总额}{总投资}\times 100\% \qquad (5\text{-}6)$$

年利润总额＝年产品销售收入－年总成本－年销售税金－年技术转让费－年资源税－年营业外净支出

年销售税金＝年产品税＋年增值税＋年营业税＋年城市维护建设税＋年附加教育费

总投资＝固定资产投资（不包括生产期更新改造投资）＋建设期利息＋流动资金

（3）投资利税率，是指项目达到设计生产能力后的一个正常生产年份的年利、税总额或项目生产期内的年平均利、税总额，与总投资的比率，其计算公式为：

$$投资利税率=\frac{年利、税总额或年平均利、税总额}{总投资}\times 100\% \qquad (5\text{-}7)$$

年利税总额＝年销售收入－年总成本－年技术转让费－年营业外净支出

3．外汇效果指标　涉及产品出口创汇及替代进口节汇的项目，应进行外汇效果分析，计算财务外汇净现值、换汇成本及节汇成本等指标。

（1）财务外汇净现值（$FNPV_F$），是分析、评价项目实施后对国家外汇状况影响的重要指标，是用以衡量项目对国家外汇的净贡献（创汇）或净消耗（用汇）的。外汇净现值可通过外汇流量表直接求得，其表达式为：

$$FNPV_F=\sum_{t=1}^{n}(FI_t-FO_t)\,[S\rightarrow P]_i^t$$

式中　FI_t——第 t 年外汇流入量；

FO_t——第 t 年外汇流出量；

(FI_t-FO_t)——第 t 年的净外汇流量；

i——贴现率，一般可取外汇贷款利率；

n——计算期。

当有产品替代进口时，可按净外汇效果计算外汇净现值。

（2）财务换汇成本及财务节汇成本。前者是指换取 1 美元外汇所需要的人民币金额。其计算原则是项目计算期内生产出口产品所投入的国内资源的现值（即自出口产品总投入中扣除外汇花费后的现值）与生产出口产品的外汇净现值之比。其表达式为：

$$财务换汇成本=\frac{\sum_{t=1}^{n}DR_t(1+i)^{-t}}{\sum_{t=1}^{n}(FI-FO)_t(1+i)^{-t}} \qquad (5\text{-}8)$$

式中　DR_t——项目在第 t 年生产出口产品投入的国内资源（包括投资、原材料、工资及其他投入）。

产品虽然内销但可替代进口产品，经主管部门批准，应计算财务节汇成本，即节约 1 美元外汇所需要的人民币金额。它等于项目计算期内生产替代进口产品所投入的国内资源的现值，与生产替代进口产品的外汇净现值之比。

三、财务现金流量计算表及财务平衡表中有关规定

1．基建借款计息方法　发生借款的当年均假定发生在年中，按半年利息计算，其后

年份按全年计息。还款的当年也按半年计息。各年利息计算公式为：

$$建设期每年应计利息=\left(年初借款累计+\frac{本年借款支用}{2}\right)\times 利率$$

$$投产期年应计利息=\left(年初借款累计-\frac{本年还本付息}{2}\right)\times 利率$$

$$还清年份应计利息=\frac{年初借款累计}{2}\times 利率$$

2．用基本折旧归还基建借款　根据国家计委、国家建委、财政部、中国人民建设银行（82）建总综字444号规定，部分基本折旧基金可用作偿还借款之用，并规定提取新投产企业（包括新建、扩建的大型生产车间和分厂）在建成投产后的三年内的固定资产，基本折旧基金百分之二十留给企业，百分之八十归还贷款；从国外引进的大型建设项目，在建成投产后的三年内，基本折旧资金百分之十留给企业，百分之九十归还贷款。

采矿企业提取的维简费，全部留给企业作更新改造用，不能用作偿还贷款。

3．税金计算　税金包括以下几种。

（1）产品税。当设计企业的产品作为商品外销时，根据国家规定，应支付产品税，其税率为：黑色金属矿采选产品（包括铁、锰、铬矿石）和有色金属采选产品（包括原矿和精矿），按产品销售收入的3%提取；非金属矿采矿产品如白云石，按销售收入的8%，石灰石按5%提取。

（2）资源税。资源税暂只对原油、天然气、煤炭征收，金属矿产品和其他非金属矿产品暂缓征收。

（3）所得税和调节税。还完借款后的第二年开始计算企业所得税，国营企业所得税率，大中型企业，适用55%的固定比例税率，小型企业适用于八级超额累进税率。

调节税税率由财税部门和工商企业主管部门核定，因此在财务平衡表中不单独列出。

4．固定资产余值　固定资产余值应根据国务院文件国发〔1985〕63号文“国营企业固定资产折旧试行条例”规定，各类固定资产的净残值比例，为原价3～5%。

5．企业留利　企业留利由按工资总额5%为计算的企业基金和按标准工资10～15%计算的奖励基金组成，有新产品试制任务的工交企业尚有按利润的1～3%核给新产品试制基金。

6．企业折旧的分配　还完基建借款后的年份，企业基本折旧基金分配，按照国发〔1984〕第67号文规定，“企业折旧基金分配，从1985年起，企业留用70%，其余30%由有关部门和省、自治区、直辖市掌握。”

四、财务平衡表

1．财务平衡表的实质　是指按照国家统一规定的有关财务方面的文件精神和运用财务分析的方法，以企业整个存在年限或一定时期为计算期，对企业的经济活动成果逐年进行计算和平衡的一种经济分析表格，是全面反映企业的经济面貌和评价企业的经济效果的一种方法。编制财务平衡表是技术经济分析和可行性研究的基本经济工作内容，利用财务平衡表进行分析评价是企业经济分析的重要方法。

2．财务平衡表的构成　该表分横、竖两栏。横栏分“建设期”和“生产期”两部分。

竖栏分两大部分：资金来源和资金占用。资金来源部分主要项目有：产品销售收入、基建贷款国内部分、基建贷款国外部分、流动资金贷款等等。资金占用部分主要项目有：基建费用（分外汇投资、国内投资）、流动资金．生产成本、国外贷款利息、国内贷款利息、流动资金贷款利息、税金、偿还各种贷款、盈余现金等，参见表5-9。

3．编制财务平衡表所需的基础资料主要是指基本经济指标和必要的经济参数，如：

（1）基本建设投资；

（2）产品成本；

（3）流动资金；

（4）产品销售价格；

（5）各种费率和费用指标；

（6）各种贷款利率；

（7）资金增值系数。国外贷款一般应计算增值，增值系数可由贷方提供，一般约为8%左右。国内贷款当前尚不考虑增值；

（8）其他如销售费、中外合资经营企业的保险费、资源开发费、土地使用费、港口费、上缴所得税等，可按有关规定计算。

4．财务平衡表的编制　如上所述，平衡表内容多，计算工作量大，在实际工作中，应根据设计工作的深度和要求，对计算项目可进行必要的增减或适当的简化。但销售收入、投资、流动资金、成本、利息等项目是基本的，一般不可缺少。

全部使用国内贷款和全部利用国外贷款的平衡表，费用项目有所不同，但两者的编制原则和方法相同。

关于财务平衡表的编制详见实例。

五、实例　某新建铁矿山可行性研究经济评价

1．概述　某铁矿床拟新建大型采选联合企业，采矿部分为露天开采。矿石地质储量为1.5亿t，平均品位34.45%。金属矿物主要为磁铁矿，其次是假象赤铁矿和少量褐铁矿等。

露天采矿场内的矿石量1.34亿t，岩石量2.2亿t，平均剥采比为1.63t/t，开采年限40a。

本矿属于高山露天矿，采用最经济的开拓方式——平峒溜井开拓。采场的矿石用汽车运至溜井上口卸车，经溜井至下部，然后粗破碎，再经设置在平峒里的胶带运输机运至选矿厂。

选矿厂位于露天采场的东部。根据铁矿石特性，选厂采用的工艺为成熟的磁选方法，工艺流程为破碎，球磨，磁选。

2．基本数据　包括以下四个方面的内容。

（1）生产规模及产品方案。根据矿体赋存情况及其经济条件，矿山设计规模为年开采铁矿石400万t。选矿与矿山相配套。依据选矿试验，选矿的铁精矿产出率为39.5%。据此，选矿设计规模为年产含铁67%的铁精矿158万t。

项目的最终产品是铁精矿，铁矿石属项目的中间产品。

（2）项目进度安排。项目建设期为4年，第5年投产。第5年至第7年为投产期，

第 8 年到第24年为达到设计能力158万t的生产期。年生产负荷见表5-2。

项目逐年生产负荷表　　表5-2

项　目	第1～4年	第 5 年	第6年	第7年	第8～24年
生产负荷(%)	0	29.85	56.43	81.44	100
精矿量(万t)		47.16	89.16	128.68	158

（3）资金筹措。项目的固定资产投资27036万元，全部使用建设银行贷款(拨改贷)。根据规定，年利率为3.6%。

根据矿山特点，生产期间的采矿运输距离不断变化，运输设备也要相应增加，由此而增加的投资已包括在上述固定资产投资中。

项目的流动资金按计算年（剥采比最大的第15年）经营成本的35%计算。流动资金占用总额为2019.56万元。其中70%由工商银行贷款，年利率为7.92%；其余30%由所属的钢铁厂自筹，财务评价中不再考虑这部分自筹流动资金的利息。

投资使用计划见表5-3。

固定资产投资估算见表5-4及表5-5。

（4）职工定员及工资。采矿及选矿均为三班制连续生产，全年工作330d。按此考虑，项目职工定员为3080人，其中生产工人2527人，管理及服务人员553人。工资及提取的职工福利基金按平均每人每月100元计算。

3．财务评价

（1）税金。产品税率3%，城市维护建设税为产品税的5%，教育费附加为产品税的1%，所得税率为55%。

投资使用计划表（万元）　　表 5-3

项目 / 年份		固定资产投资 采矿	固定资产投资 选矿	固定资产投资 合计	流动资金增加额	合计
1		2	3	4	5	6
建设期	1	2385.94		2385.94		2385.94
	2	3579.45		3579.45		3579.45
	3	3579.45	9135	12714.45		12714.45
	4	1148.1	6090	7238.1		7238.1
投产期	5	163		163	1273.95	1436.95
	6	11.79		11.79	282.51	294.3
	7	259.41		259.41	265.83	525.24
达产期	8				197.27	197.27
	9～17	683.86		683.86		683.86
	18～24					
合　计		11811	15225	27036	2019.56	29055.56

采矿工程固定资产投资估算表（万元） **表 5-4**

序号	工程或费用名称	估算价值					占总估算价值的%
		建筑工程	设备购置	安装工程	其它费用	合计	
1	2	3	4	5	6	7	8
一、	主要生产车间						
	1.采矿工程						
	(1)基建剥岩	330				330	2.8
	(2)露天采矿设备		942	8		950	8.05
	(3)地质测量设备		8			8	0.06
	小 计	330	950	8		1288	10.91
	2.运输工程						
	(1)生产运输公路	1268				1268	10.73
	(2)溜井系统	545	83	6		634	5.37
	(3)准轨平峒	1527				1527	12.93
	(4)峒外铁路运输	404	6	14		424	3.59
	(5)总图运输设备		1894			1894	16.04
	(6)信号楼及破碎站房	5				5	0.047
	(7)通风及火药库系统	201	135	0.6		337	2.85
	小 计	4280	3069	29		7378	62.47
二、	辅助车间	124	51	3		178	1.51
三、	公用设施						
	1.厂区总图运输工程	544	126			670	5.68
	2.供电、通讯设施	138	105	9		252	2.13
	3.供水工程	97	7	5		109	0.92
	4.供热工程	16	6	0.2		22	0.19
	小 计	795	244	14		1053	8.91
四、	福利设施						
	1.行政福利设施	28	0.08	0.02		28	0.24
	2.生活福利设施	786				786	6.65
	小 计	814	0.08	0.02		814	6.89
五、	其 它						
	其它工程费用、预备费和设计费				2388	2388	20.22
	总 计	6014	3364	45	2388	11811	100

选矿工程固定资产投资估算表(按生产系统划分)（万元） **表 5-5**

项 目	投资额	占投资总额的%
一、主要生产车间	7774	51.06
二、辅助生产车间	533	3.5
三、公共设施	2500	16.42
四、福利设施	1959	12.87
五、其它	2459	16.15
合 计	15225	100

（2）产品成本。由于各年的剥岩量及运距不同，各年的产品成本均有变化。矿石开采部分根据国家规定，应按产量提取维简费，故成本中所列基本折旧仅按选矿固定资产及

项目产品单位成本(第15a)（元）　　表 5-6

序　号	项　　目	规　格	单　位	单价(元)	消耗定额	金额(元)	备　注
1	2	3	4	5	6	7	8
一、	辅助材料					11.78	可　变
	(一)采矿部分					2.12	
	1.爆破材料					1.02	
	硝铵炸药状炸药		kg	1.20	0.0716	0.09	
	乳化油浆		kg	0.76	1.1516	0.87	
	电雷管		个	0.30	0.0238	0.01	
	火雷管		个	0.10	0.0481	0.01	
	导爆线		m	0.60	0.0119	0.01	
	导火线		m	0.20	0.1200	0.02	
	电　线		m	0.20	0.0286	0.01	
	2.设备材料					1.10	
	(二)运输部分					1.57	
	(三)矿机部分		kg			0.01	
	(四)选矿部分		kg			8.08	
	钢　球		kg	0.93	5.81	5.40	
	衬　板		kg	2.76	0.697	1.92	
	筛　网		kg	0.81	0.02	0.02	
	干　油		单层m^2	1.9	0.186	0.35	
	稀　油		m^3	1.2	0.106	0.13	
	胶　带		kWh	17.13	0.015	0.26	
二、	耗　水		元	0.22	3.7	0.81	可　变
三、	耗　电		元	0.085	77.97	6.63	可　变
四、	工资及提取的福利基金		元			1.92	固　定
五、	维简费		元			14.43	可　变
六、	基本折旧		元			4.56	固　定
七、	大修理基金		元			3.87	固　定
八、	维修费		元			6.68	固　定
九、	车间经费					3.53	固　定
十、	企业管理费					2.00	固　定
	其中:流动资金利息					0.7	
十一、	工厂成本					56.21	
	经营成本					36.52	
	固定成本					22.56	
	可变成本					33.65	

其建设期利息提取。项目生产期定为20a，基本折旧率为5%，净残值为零。

$$\text{年基本折旧费}=\frac{\text{固定资产投资}\times\text{固定资产形成率}+\text{建设期利息}-\text{净残值}}{\text{折旧年限}}$$

$$=\frac{15225\times85\%+1471.45}{20}=720.64\text{万元}$$

维简费按每吨原矿石提取5.7元，精矿产率为39.5%，经折合每吨精矿提取维简费14.43元。

大修理费率采选均为2.5%，维修费率采矿6%，选矿3%。大修理费及维修费按采选

固定资产及建设期利息提取。

项目计算年的产品成本为56.21元/t，经营成本为36.52元/t，详见表5-6。

（3）产品价格。项目最终产品是铁精矿，含铁品位67%，该品位铁精矿的国内调拨价格为76.00元/t。

（4）销售利润。根据第二步利改税规定，铁矿的资源税暂不征收。本项目也无技术转让费和营业外支出。产品利润总额计算见表5-7。

利　　润　　表（万元）　　**表 5-7**

序号	项目 \ 年份	投产期			达到设计能力生产期	合计
		5	6	7	8～24	
	生产负荷(%)	29.85	56.43	81.44	100	
(一)	产品销售收入	3584.39	6776.11	9779.32	12008	224275.82
(二)	总成本	5111.66	6540.55	7885.06	8662.70～9346.70	171247.17
	其中：维简费	680.52	1286.58	1856.85	2279.94	42582.93
	基本折旧	720.64	720.64	720.64	720.64	14412.8
	流动资金利息	70.63	86.29	101.03	111.96	2091.1
(三)	销售税金	113.99	215.47	310.98	381.85	7131.89
	其中：产品税	107.53	203.28	293.38	360.24	6728.27
	城市维护建设税	5.38	10.16	14.67	18.01	336.38
	教育费附加	1.08	2.03	2.93	3.6	67.24
(四)	技术转让费					
(五)	销售利润	−1641.26	20.09	1583.28	2963.45～2279.45	45896.76
(六)	资源税					
(七)	营业外净支出					
(八)	利润总额	−1641.26	20.09	1583.28	2963.45～2279.45	45896.76

（5）财务现金流量表计算。全部投资现金流量表是以投资（包括流动资金）视为自有。表中所列经营成本是从生产成本中扣除折旧、维简费和流动资金利息得出的。

财务现金流量表计算见表5-8。

财务现金流量计算表（万元） **表 5-8**

序号	项目	建设期				投产期						达到设计能力生产期	
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	生产负荷(%)					29.85	56.43	81.44	100	100	100	100	100
(一)	现金流入												
	1.产品销售收入					3584.39	6776.11	9779.32	12008	12008	12008	12008	12008
	2.回收固定资产余值												
	3.回收流动资金												
	流入小计					3584.39	6776.11	9779.32	12008	12008	12008	12008	12008
(二)	现金流出												
	1.固定资产投资	2385.94	3579.45	12714.45	7238.10	163.00	11.79	259.41		178.60	36.86	119.90	99.78
	2.流动资金					1273.95	282.51	265.83	197.27				
	3.经营成本					3639.87	4447.04	5206.54	5550.16	5570.16	5578.16	5598.16	5614.16
	4.销售税金					113.99	215.47	310.98	381.85	318.85	318.85	381.85	381.85
	5.更新改造资金					238.20	341.23	438.17	1275.25	1275.25	1275.25	1275.25	1275.25
	流出小计	2385.94	3579.45	12714.45	7238.10	5429.01	5298.04	6480.93	7404.53	7405.86	7272.12	7375.16	7371.04
(三)	净现金流量	−2385.94	−3579.45	−12714.45	−7238.10	−1844.62	1478.07	3298.39	4603.47	4602.14	4735.88	4632.84	4636.96
(四)	累计净现金流量	−2385.94	−5965.39	−18679.84	−25917.94	−27762.56	−26284.49	−22986.10	−18382.63	−13780.49	−9044.61	−4411.77	225.19
(五)	内部收益率计算												
	贴现系数($i_1=8\%$)	0.926	0.857	0.794	0.735	0.681	0.630	0.583	0.540	0.500	0.463	0.429	0.397
	净现值	−2209.29	−3067.59	−10095.27	−5320.00	−1256.19	931.18	1922.96	2485.87	2301.07	2192.70	1987.49	1840.87
	贴现系数($i_2=12\%$)	0.893	0.797	0.712	0.636	0.567	0.507	0.452	0.404	0.361	0.322	0.287	0.257
	净现值	−2130.64	−2852.82	−9052.69	−4603.43	−1045.90	749.38	1490.87	1859.80	1661.37	1524.95	1329.63	1191.70

续表 5-8

序号	项目	达到设计能力生产期												
		13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	合计
	生产负荷(%)	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	
(一)	现金流入													
	1.产品销售收入	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	224275.82
	2.回收固定资产余值													
	3.回收流动资金												2019.56	2019.56
	流入小计	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	12008	14027.56	226295.38
(二)	现金流出													
	1.固定资产投资	70.70	28.80	65.43	38.44	45.35								27036.00
	2.流动资金													2019.56
	3.经营成本	5658.16	5762.16	5770.16	5726.16	5742.16	5722.16	5738.16	6098.16	6058.16	6178.16	6198.16	6234.16	112090.17
	4.销售税金	381.85	381.85	381.85	381.85	381.85	381.85	381.85	381.85	381.85	381.85	381.85	381.85	7131.89
	5.更新改造资金	1275.25	1275.25	1275.25	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	28661.15
	流出小计	7385.96	7448.06	7492.69	8084.40	8107.31	8041.96	8057.96	8417.96	8377.96	8497.96	8517.96	8553.96	176938.77
(三)	净现金流量	4622.04	4559.94	4515.31	3923.60	3900.69	3966.04	3950.04	3590.04	3630.04	3510.04	3490.04	5473.6	49356.61
(四)	累计净现金流量	4847.23	9407.17	13922.48	17846.08	21746.77	25712.81	29662.85	33252.89	36882.93	40392.97	43883.01	49356.61	
(五)	内部收益率计算													
	贴现系数($i_1=8\%$)	0.368	0.340	0.315	0.292	0.270	0.250	0.232	0.215	0.199	0.184	0.170	0.158	
	净现值	1700.91	1550.38	1422.32	1145.59	1053.19	991.51	916.41	771.86	722.38	645.85	593.31	864.83	4092.45
	贴现系数($i_2=12\%$)	0.229	0.205	0.183	0.163	0.146	0.130	0.116	0.104	0.093	0.083	0.074	0.066	
	净现值	1058.45	934.79	826.30	639.55	569.50	515.59	458.20	373.36	337.59	291.33	258.26	361.26	−3253.60

财　务　平　衡　表（万元）

表 5-9

序号	项目	建设期				投产期			达到设计能力生产期			
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	生产负荷(%)					29.85	56.43	81.44	100	100	100	100
(一)	资金来源											
	1.利润总额					-1641.26	20.09	1583.28	2963.45	2043.45	2935.45	2915.45
	2.折旧及更新费					1401.16	2007.22	2577.49	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58
	其中：用于归还贷款的折旧更新					952.79	1364.91	1752.69	1275.25	1275.25	1275.25	1275.25
	3.固定资产投资借款	2428.89	3731.32	13165.08	8064.10	163	11.79	259.41		178.60	36.86	119.90
	4.流动资金借款					891.77	197.76	186.08	138.09			
	5.企业自有流动资金					382.18	84.75	79.75	59.18			
	6.回收自有流动资金											
	7.短期贷款借款					1778.42						
	来源小计	2428.89	3731.32	13165.08	8064.10	2975.27	2321.61	4686.01	6161.3	6122.63	5972.89	6035.93
(二)	资金运用											
	1.固定资产投资	2385.94	3579.45	12714.45	7238.10	163	11.79	259.41		178.60	36.86	119.90
	2.流动资金					1273.95	282.51	265.83	197.27			
	3.更新改造资金					238.20	341.23	438.17	1275.25	1275.25	1275.25	1275.25
	4.还款期间企业留利					101	101	101	101	101	101	101
	5.企业留用的折旧											
	6.能源交通基金					210.17	301.08	386.63	450.08	450.08	450.08	450.08
	7.固定资产投资借款利息偿还	42.95	151.87	450.63	826.00	988.95	992.10	969.72	907.40	794.74	679.09	558.80
	8.固定资产投资本金偿还							549.21	3230.30	3322.96	3430.61	3530.9
	9.短期贷款利息偿还						152.80	76.72				
	10.短期贷款本金偿还						139.10	1639.32				
	11.所得税											
	12.盈余资金											
	运用小计	2428.29	3731.32	13165.08	8064.10	2975.27	2321.61	4686.01	6161.3	6122.63	5972.89	6035.93

续表 5-9

序号	项目	达到设计能力生产期													
		12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	合计
	生产负荷(%)	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	
(一)	资金来源														
	1.利润总额	2899.45	2855.45	2751.45	2743.45	2787.45	2771.45	2791.45	2775.45	2415.45	2455.45	2335.45	2315.45	2279.45	45896.76
	2.折旧及更新费	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	3000.58	56995.73
	其中：用于归还贷款的折旧更新	1275.25	1275.25	1275.25	1275.25										14272.39
	3.固定资产投资借款	99.78	70.70	28.80	65.43	38.44	45.35								28507.45
	4.流动资金借款														1413.70
	5.企业自有流动资金														605.86
	6.回收自有流动资金													605.86	605.86
	7.短期贷款借款														1778.42
	来源小计	5999.81	5926.73	5780.83	5809.46	5826.47	5817.38	5792.03	5776.03	5416.03	5456.03	5336.03	5316.03	5885.89	136803.78
(二)	资金运用														
	1.固定资产投资	99.78	70.70	28.80	65.43	38.44	45.35								27036.00
	2.流动资金														2019.56
	3.更新改造资金	1275.25	1275.25	1275.25	1275.25	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	28661.15
	4.还款期间企业留利	101	101	101	101										1111.00
	5.企业留用的折旧					612.55	612.55	612.55	612.55	612.55	612.55	612.55	612.55	612.55	5512.95
	6.能源交通基金	450.08	450.08	450.08	450.08	450.08	450.08	450.08	450.08	450.08	450.08	450.08	450.08	450.08	8549.24
	7.固定资产投资借款利息偿还	435.92	308.81	178.51	58.57	1.87	1.51	0.82							8348.26
	8.固定资产投资本金偿还	3637.78	3720.89	3747.19	3188.39	65.43	38.44	45.35							28507.45
	9.短期贷款利息偿还														229.52
	10.短期贷款本金偿还														1778.42
	11.所得税					1496.08	1502.33	1509.90	1526.50	1328.50	1350.50	1284.50	1273.50	1586.92	12858.73
	12.盈余资金				670.74	1224.07	1229.17	1235.38	1248.95	1086.95	1104.95	1050.95	1041.95	1298.39	11191.50
	运用小计	5999.81	5926.73	5780.83	5809.46	5826.47	5817.38	5792.03	5776.03	5416.03	5456.03	5336.03	5316.03	5885.89	135803.78

借款偿还期 $= 14 + \dfrac{58.57 + 3188.39}{58.57 + 3188.39 + 670.74} = 14.83$

注：黑色冶金矿山的维简费，一般不用于偿还贷款，本案例是按还款计算的。

从表5-8中可以看出：

1）全部投资回收期$=11+\frac{4411.77}{4636.96}=11.95a$

2）财务内部收益率$=8\%+\frac{4092.45}{4092.45+3253.60}\times 4\%=10.23\%$

（6）财务平衡表计算。财务平衡表是以项目将会出现的具体财务条件为基点，预测项目在计算期内各年的资金盈余及短缺情况，考察固定资产投资借款的清偿能力。

能源交通建设基金，从折旧和维简费中各提取15%；

还款期间企业留利按规定为：

企业基金占工资总额的5%，

奖励基金占标准工资的11%，

新产品试制基金占利润的2%。

按此规定，还款期间企业留利平均为101万元。

在投产的初期，由于支出大于收入，需从工商银行借用短期贷款，年利率为9.36%。

财务平衡表计算见表5-9。

由表中可以看出：

1）固定资产投资借款偿还期为14.83a（包括建设期4a在内）。固定资产投资借款一直发生到第17a，但从表中可知，第15a的盈余资金已足以还清全部固定资产投资借款。第15a以后发生的固定资产投资借款，分别用下一年的利润偿还。

2）项目在其计算期内除上交所得税12858.73万元外，还可获得盈余资金11191.50万元。

（7）辅助指标计算。包括以下几个指标的计算。

1）投资利润率

$$\text{投资利润率}=\frac{\text{年平均利润总额}}{\text{总投资}}\times 100\%$$

$$=\frac{2294.84}{27036+1471.45+2019.56}\times 100\%$$

$$=7.52\%$$

总投资＝固定资产投资＋建设期利息＋流动资金

2）投资利税率

$$\text{投资利税率}=\frac{\text{年平均利税总额}}{\text{总投资}}\times 100\%$$

$$=\frac{2294.84+356.60}{27036+1471.45+2019.56}\times 100\%$$

$$=8.69\%$$

3）外汇净现值。本项目产品系直接替代澳大利亚进口矿，含铁品位62%的澳大利亚粉矿到岸价为25.74美元/t，每吨本项目产品（含铁品位67%）可代替澳大利亚进口矿(含

节约外汇净现值计算表 **表 5-10**

项目 \ 年份	1～4	5	6	7	8～24	合计
代替进口矿石量(万t)		50.93	96.29	138.97	170.64	3187.07
外汇节约额(万美元)		1310.94	2478.50	3577.09	4392.27	82035.12
贴现系数(i=8%)		0.6806	0.6302	0.5835	5.3226	
净现值(万美元)		892.23	1561.95	2087.23	23378.30	27919.71

注：表中8%为中国银行外汇贷款平均利率。

主要经济因素变动下的财务内部收益率 **表 5-11**

项目	变动幅度(%)	内部收益率(%)
产品价格	−10	6.98
	+10	13.22
可变成本	−10	11.35
	+10	8.76
固定资产投资	−10	11.22
	+10	9.11
产品产量	−10	8.98
	+10	11.21
基本方案		10.23

铁品位62%）1.08t。按此计算，在项目计算期内共可节约外汇净现值27919.71万美元，计算见表5-10。

（8）不确定性分析，包括敏感性分析和盈亏平衡分析。

1）敏感性分析。在产品价格、可变成本、固定资产投资和产品产量等因素增减10%的情况下，所引起的财务内部收益率的变化见表5-11及图5-9。

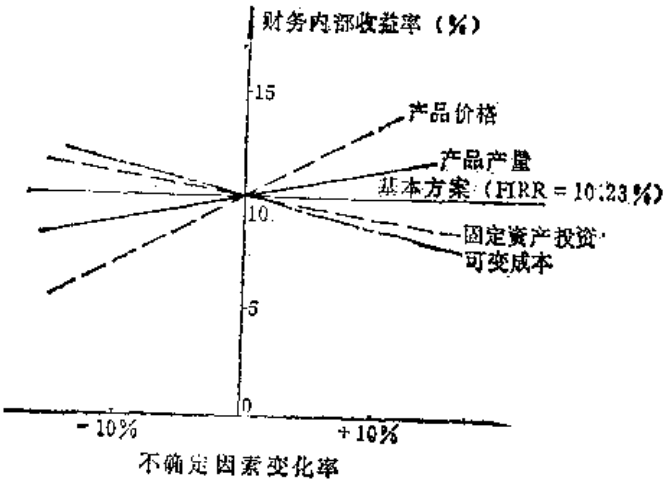


图 5-9 敏感性分析图

2）盈亏平衡分析

$$BEP(\text{生产能力利用率})=\frac{\text{固 定 总 成 本}}{\text{销售收入}-\text{可变总成本}-\text{销售税金}}\times 100\%$$

$$=\frac{3564.48}{12008-5316.7-381.85}\times 100\%$$

$$=56.49\%$$

盈亏平衡图见图5-10所示。

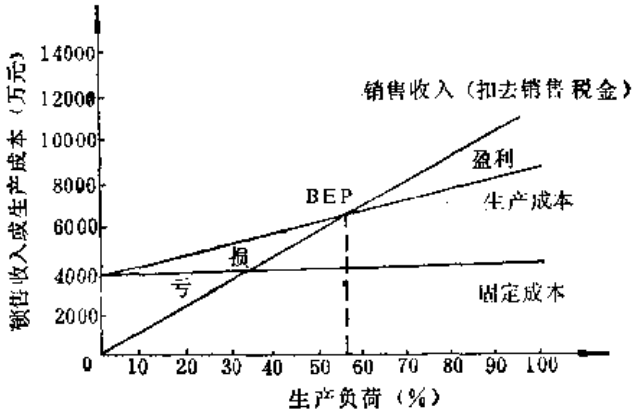


图 5-10 盈亏平衡图

第四节 国民经济评价

一、概述

国民经济评价是项目经济评价的核心部分，它是从国家整体角度考察项目的效益和费用，用影子价格、影子工资、影子汇率和社会折现率，计算分析项目给国民经济带来的净效益，评价项目经济上的合理性。

凡涉及外贸、利用外资的项目，买矿与建矿的项目，产品或原料价格明显失真的项目，以及对其它部门产生重大影响的项目，一般都应进行国民经济评价。

二、效益和费用的划分与分析

1．直接效益和费用 国民经济评价中确定效益和费用范围的原则是：凡项目为国民经济所作的贡献均计为项目的效益。直接效益主要是用影子价格计算的项目的产出物的经济价值。项目的费用系指国民经济为项目所付出的代价，其直接费用为用影子价格计算的投入物的经济价值。

2．间接效益和费用 项目的效益除了由其产出物所体现的直接效益外，还应包括对社会产生的某些其他效益，即间接效益。例如，建设一个矿山的同时，修建了一套厂外运输系统，这套运输系统除为矿山服务外，还使当地的工、农业和人民生活得益。

项目的费用除了由其投入物体现的直接费用外，还应包括社会为项目所付出的其他代

价，即间接费用。典型的例子是工业项目的废水、废气和废渣引起的环境污染。

3．税金及补贴等问题的处理　在确定效益和费用范围的过程中，会遇到税金、国内借款利息和补贴的处理问题。这些在财务评价中作为现金收支的项目，从国民经济的角度看并未造成资源的耗费或增加，属于国民经济内部的转移支付，故不应计为项目的效益或费用。

三、经济评价参数

1．社会贴现率　社会贴现率表征社会对资金时间价值的估量值，在国民经济评价中用作计算经济净现值时的贴现率，并作为经济内部收益率的基准值，是建设项目经济可行性的主要判据。

适当的社会贴现率有助于合理分配建设资金，引导资金投向对国民经济贡献大的项目，调节资金供需关系。

社会贴现率的确定应体现国家的经济发展目标和宏观调控意图。根据我国目前的投资收益水平、资金机会成本、资金供需情况以及社会折现率对长、短期项目的影响等因素，社会贴现率规定为10%，供对各类建设项目评价时统一采用。

2．影子汇率　影子汇率代表外汇的影子价格，它反映外汇对国家的真实价值。在国民经济评价中，用以进行外汇与人民币之间的换算。

影子汇率取值高低，会影响项目评价中的进出口抉择，影响采用进口设备还是国产设备的选择，影响产品进口替代型项目和产品出口型项目的决策。

根据1987年我国进出口结构和水平、外汇机会成本及其发展趋势、外汇供需状况等因素，影子汇率定为：1美元＝4.0元人民币。供对各类建设项目评价时统一采用。

影子汇率以美元与人民币的比价表示。对于美元以外的其他国家货币，应参照中国银行公布的该种外币对美元的比价，先折算为美元，再用影子汇率换为人民币。

3．影子工资　影子工资是指因建设项目使用劳动力国家和社会为此付出的代价。它由两部分组成：一是由于项目使用劳动力而导致别处被迫放弃的原有净效益；二是因劳动力的就业或转移所增加的社会资源消耗，如交通运输费用、城市管理费等。

在国民经济评价中，影子工资作为劳务费用计入经营成本。为方便起见，可将财务评价中的工资及提取的职工福利基金（合称名义工资）乘以工资换算系数，求得影子工资。

影子工资的大小与国家的社会经济状况、劳动力充裕程度以及采用的评价方法等因素有密切关系。

一般的建设项目的工资换算系数定为1，即影子工资的量值等于财务评价中的名义工资。某些特殊项目，如在就业压力很大的地区，占用大量非熟练劳动力的项目，可以取小于1的工资换算系数；而对占用大量短缺的专业技术人员的项目，可以取大于1的工资换算系数。

4．贸易费用率　贸易费用是指物资局、各级批发站、外贸公司等商业部门花费在生产资料流通过程中的除长途运输费用以外的费用，在项目的国民经济评价中用以计量货物在商贸部门的流通费用。贸易费率是用以计算贸易费用的一个系数，货物的出厂价格或到岸价格乘以贸易费率即等于贸易费用。

贸易费用的高低取决于物资流通的效率、生产资料价格的总水平、人民币与外汇的比价等因素。贸易费率一般取6%。

不由商贸部门经手而由生产厂家直接供给的投入物，不必计算贸易费用。

5．影子价格　影子价格是国民经济评价中项目的投入物和产出物所使用的价格，它反映了对这些货物真实价值的度量。影子价格以直接值和换算系数两种形式出现。

把货物的财务价格转换为影子价格，可以直接选用某一适宜的价格，也可以用财务价格乘以某一适宜的价格换算系数。

一般货物的影子价格，是以两种方法测定的。

（1）按分解成本。这一类影子价格，是采用计算分解成本的投入产出模型，根据含755种货物的1985年的全国投入产出表测算的。其中，长线货物分解可变成本（仅扣除固定资产费用，不扣除其他不变费用）；短线货物分解完全成本。供求基本平衡、市场机制对其供求影响较大的货物价格换算系数为1。

（2）按口岸价格。这些影子价格所依据的口岸价，是根据海关统计资料（1981～1986）和国际市场的一些统计资料，进行回归和分析后测定的。可按以下方法把口岸价格换算为影子价格。

出口货物的影子价格＝(离岸价×影子汇率－国内运输费用)÷(1＋贸易费用率)

进口货物的影子价格＝到岸价×影子汇率×(1＋贸易费用率)

四、价格的调整

为了正确估算建设项目对整个国民经济的“真实的”净效益，在进行国民经济评价时，对于在项目效益和费用中占比重较大，或者国内价格明显不合理的投入物和产出物，应以影子价格代替财务评价中所用的现行价格进行效益和费用的计算。

运用影子价格时，项目投入物和产出物分为外贸货物、非外贸货物两种。

对项目的主要投入物和产出物的影子价格，应力求做出详尽的有根据的预测。

1．以实际将要发生的口岸价格为基础确定外贸货物的影子价格的方法

（1）产出物（项目产出物的出厂价格）分以下几种情况。

1）直接出口的（外销产品）：离岸价格减国内运输费用和贸易费用。

2）间接出口的（内销产品，替代其他货物，使其他货物增加出口）：离岸价格减去原供应厂到港口的运输费用及贸易费用，加上原供应厂到用户的运输费用及贸易费用，再减去拟建项目到用户的运输费用及贸易费用。缺少资料难以计算的，也可按直接出口考虑。

3）替代进口的（内销产品，以产顶进，减少进口）：到岸价格加港口到用户的运输费用及贸易费用，再减去拟建项目到用户的运输费用及贸易费用。缺少资料难以计算时，也可按直接进口考虑。

（2）投入物（项目投入物的到厂价格）分以下几种情况。

1）直接进口的（国外产品）：到岸价格加国内运输费用和贸易费用。

2）间接进口的（国内产品，如木材、钢材、铁矿、铬矿等，以前进口过，现在也大量进口）：到岸价格加港口到原用户的运输费用及贸易费用，减去供应厂到原用户的运输费用及贸易费用，再加上供应厂到拟建项目的运输费用及贸易费用。为简化计算，也可按直接进口考虑。

3）减少出口的（国内产品，如石油、可出口的煤炭和有色金属等，以前出口过，现在也能出口）：离岸价格减去供应厂到港口的运输费用及贸易费用，再加上供应厂到拟建

项目的运输费用及贸易费用。

2．非外贸货物影子价格确定的原则和方法

（1）产出物，分以下几种情况。

1）增加供应数量满足国内消费的产出物。供求均衡的，按国家统一价格；价格不合理的，按国内类似企业产品的平均成本分解定价；供不应求的，取国内市场价格；无法判断供求情况的，取上述价格中较低者。

2）替代其他相同或类似企业的产出物，致使被替代企业停产或减产的。质量相同的，原则上应按被替代企业相应的产品可变成本分解定价；提高产品质量的，按国内市场价格或参照国际市场价格确定。

（2）投入物，分以下几种情况。

1）能通过原有企业挖潜（不增加投资）增加供应的，按成本分解法（通常仅分解可变成本）定价。

2）在拟建项目计算期内需通过增加投资扩大生产规模来满足拟建项目需要的，按分解成本（包括可变成本和固定成本）定价。

3）项目计算期无法通过扩大生产规模增加供应的（减少原用户的供应量），取国内市场价格、国家统一价格加补贴（如有时）中较高者。

五、评价指标

国民经济评价以经济内部收益率作为主要评价指标。根据项目特点和实际需要，可计算经济净现值和经济净现值率等指标。

1．经济内部收益率（$EIRR$） 它是反映项目对国民经济贡献的相对指标，是使项目计算期内的经济净现值累计等于零时的贴现率，其表达式为：

$$\sum_{t=1}^{n}(CI_t-CO_t)[S\rightarrow P]_i^t=0 \tag{5-9}$$

式中 CI_t——第 t 年现金流入量；

CO_t——第 t 年现金流出量；

n——计算期；

i——所需求的贴现率。

一般情况下，经济内部收益率大于或等于社会贴现率的项目，应认为是可以考虑接受的。

2．经济净现值（$ENPV$）和经济净现值率（$ENPVR$） 经济净现值是反映项目对国民经济所作贡献的绝对指标。它是用社会贴现率将项目计算期内各年的净效益折算到建设起点（建设期初）的现值之和。当经济净现值大于零时，表示国家为拟建项目付出代价后，除得到符合社会贴现率的社会盈余外，还可以得到以现值计算的超额社会盈余。经济净现值率是反映项目单位投资为国民经济所作净贡献的相对指标，是经济净现值与投资现值之比，其表达式为：

$$ENPV=\sum_{t=1}^{n}(CI_t-CO_t)[S\rightarrow P]_i^t \tag{5-10}$$

$$EVPVR=\frac{EVPV}{I_p} \tag{5-11}$$

式中 i——社会贴现率；

I_p——投资（包括固定资产投资和流动资金）的现值。

一般情况下，经济净现值大于或等于零的项目，应认为是可以考虑接受的。在选择方案时，应选经济净现值大的方案；当各方案投资额不同时，需用经济净现值率来衡量。

上述三个指标都是在贴现计算的基础上进行的。一般来说，经济内部收益率比较直观，能直接表示项目投资对国民经济净贡献能力，但经济内部收益率过高过低时，往往缺乏实际意义。经济净现值指标没有上述缺点，但它只能表明项目投资对国民经济净贡献能力超过、等于或者达不到社会贴现率要求的水平，而该项目的贡献能力究竟比社会贴现率的要求高多少或低多少，则表示不出来。另外，经济净现值的大小与投资额的大小并无直接关系，过分强调这个指标，易导致片面追求经济净现值最大化，忽视有限资金的合理利用。经济净现值率是在经济净现值基础上发展起来的，可作为经济净现值的一个补充指标，它反映经济净现值与投资现值的关系。经济净现值率最大化，将有利于实现有限投资的净贡献最大化。

评价独立方案和项目时，这三个指标得出的结论是一致的。进行互斥方案的选择时，三个指标有可能导致相反的结论。此时应采用差额投资经济内部收益率法。当差额投资经济内部收益率大于社会贴现率时，投资大的方案是较好的方案；反之，投资小的方案较好，这与经济净现值得出的结论也是一致的。

进行多个方案和项目排队时，在资金不受限制的情况下，可用经济净现值法，在资金受限制的情况下，需用经济净现值率法。最好还是经济净现值法和经济净现值率法并用，才能正确确定优先顺序。

3．外汇效果分析　涉及产品出口创汇及替代进口节汇的项目，应进行外汇效果分析，计算经济外汇净现值、经济换汇成本、经济节汇成本等指标。

（1）经济外汇净现值（$ENPV_F$），是按国民经济评价中效益、费用的划分原则，采用影子价格、影子工资和社会贴现率（i_s）计算、分析、评价项目实施后对国家外汇收支影响的重要指标。通过经济外汇流量表可以直接求得经济外汇净现值，用以衡量项目对国家外汇真正的净贡献（创汇）或净消耗（用汇）。

经济外汇净现值的表达式为：

$$ENPV_F=\sum_{t=1}^{n}(FI_t-FO_t)[S\rightarrow P]_t^{i_s} \tag{5-12}$$

式中　FI_t——第 t 年外汇流入量；

FO_t——第 t 年外汇流出量；

(FI_t-FO_t)——第 t 年的净外汇流量；

n——计算期。

当有产品替代进口时，可按净外汇效果计算经济外汇净现值。

（2）经济换汇成本，是分析、评价项目实施后在国际上的竞争力，进而判断其产品应否出口的指标；是指用影子价格、影子工资和社会贴现率计算的为生产出口产品而投入的国内资源现值（人民币单位，元）与生产出口产品经济外汇净现值（外币单位，通常为美元）之比，亦即换取1美元外汇所需的人民币金额，其表达式为：

$$\text{经济换汇成本}=\frac{\sum_{t=1}^{n} DR_t(1+i_s)^{-t}}{\sum_{t=1}^{n}(FI-FO)_t(1+i_s)^{-t}} \tag{5-13}$$

式中 DR_t——项目在第 t 年为出口产品投入的国内资源（包括投资、原材料、工资及其他投入）。

当有产品替代进口节汇时，应计算经济节汇成本，即节约1美元外汇所需要的人民币金额。它等于项目计算期内生产替代进口产品所投入的国内资源的现值，与生产替代进口产品的经济外汇净现值之比。

如果经济换汇成本或经济节汇成本（元/美元）小于或等于影子汇率，则表明该项目国际竞争力强。

六、国民经济评价实例

条件见第五章第三节五。

本项目的最终产品是铁精矿，为国内增加钢铁产量提供原料。我国铁矿山开采条件差，品位低，且供不应求，几年来均有大量进口矿在国内使用。建设本项目可以减少所属钢铁厂从澳大利亚进口矿石的数量。故此，对本项目应进行国民经济评价。

1．计算参数 包括以下几个参数。

（1）社会贴现率i_s为10%。

（2）影子汇率为4.00元人民币/美元。

（3）国内铁路货运费用的调价系数为2.41。

（4）贸易费率为6%。

（5）电的分解成本为0.154元/kWh。

2．效益部分的价格调整 我国目前进口的铁矿主要是富矿块和富矿粉。本项目产品是铁精矿，故按代替品位为62%的澳大利亚铁矿粉处理。按品位折算，每吨含铁品位67%的铁精矿可代替含铁品位62%的铁矿粉1.08t。本项目每年可产铁精矿158万t，共可代替170.64万t澳大利亚铁矿粉。

品位62%的澳大利亚粉矿到岸价为25.74美元/t，折算成人民币为102.96元/t。由港口到用户的运输距离1500km，每吨粉矿的铁路运费为44.83元。

矿山到用户的运输距离146km，每吨铁精矿运费为15.18元。

项目产品铁精矿供应给用户不经过生产资料流通部门，故不考虑贸易费用。

设项目产出物的出厂影子价格为X。根据产出物代替进口考虑，得出如下计算式：

$$[1.06\times CIF+L_1]1.08=X+L_2$$

$$X=[1.06\times CIF+L_1]1.08-L_2$$

$$=[1.06\times 102.96+44.83]\times 1.08-15.18$$

$$=151.11\text{元/t}$$

CIF为到岸价

L_1为由口岸到用户的铁路运费；

L_2为由项目到用户的铁路运费。

3．费用部分的价格调整

（1）固定资产投资费用调整。固定资产投资费用调整有三材费用、重型矿山机械和通用机械。三材投资调整见表5-12。

三 材 价 格 调 整　　表 5-12

材料名称	消耗量	现行价格（到厂价格)(元)	到岸价或分解成本（元）	铁路运输（元）	贸易费用	影子价格（到厂价格)(元)	费用增加额（万元）
钢材	15797（t）	728	1170	54.47		1224.47	784.27
水泥	50709（t）	100	100	17.35	6	123.35	118.41
木材	5361（m^3）	320	360	54.47		414.47	50.65
合计							953.33

注：钢材、木材为包括贸易费的到岸价；水泥为分解成本。

本项目重型矿山机械投资为6316.83万元（不包括铁路运费),其价格换算系数为1.22，调整后重型矿山机械投资为7706.53万元。贸易费用为462.39万元。铁路（1355km）运费增加额为33.47万元。重型矿山机械调增额为1885.56万元。

通用机械投资为1111.4万元（不包括铁路运费），价格换算系数为1.02、调整后通用机械投资1133.63万元。贸易费用68.02万元。铁路（700km）运费增加额3.58万元。通用机械调增额为93.83万元。

调整后固定资产投资增加额：

953.33＋1885.56＋93.83＝2932.72万元

其中建设期增加投资2653.12万元，生产期增加投资279.60万元。建设期投资增加按比例摊入各年，生产期投资增加额按实际增加额摊入各年。据此，得出调整后的固定资产投资分配如下：

第一年	2624.72	万元
第二年	3950.89	万元
第三年	14014.48	万元
第四年	7980.97	万元
第五～七年	537.93	万元
第八～十七年	859.73	万元
合　　计	29968.72	万元

（2）物料投入费用调整。根据国民经济评价对物料投入费用调整的原则，将如下几类对项目影响较大的材料进行调整：乳化油浆状炸药、钢球、衬板和电。

1）乳化油浆状炸药。该种炸药视为非贸易货物，需对财务成本进行分解，以求得其影子价格。调查得到的基本数据如下：

生产每吨该种炸药占用固定资产原值32元，占用流动资金240元。简化财务成本见表5-13。

成本分解如下：

①资金回收费用计算及流动资金利息调整。固定资产形成率95%，每吨该种炸药的固

定资产投资为：32÷95%＝33.68元/t。

乳化油浆状炸药简化财务成本　　表 5-13

序　号	项　目	单　位	消耗定额	单　价（元）	金　额（元/t）
1	2	3	4	5	6
一	原　料				
	硝酸铵	t	0.719	284	204.20
	硝酸钠	t	0.075	600	45.00
	硫磺粉	t	0.01	250	2.50
	其　它				137.85
二	电	kWh	12.2	0.085	1.04
三	工　资				35.5
四	折　旧				1.6
五	大修理基金				1.92
六	维修费				54.27
七	车间经费				160.79
	其中：流动资金利息				19.01
八	其　它				91.59
	单位成本				755.27

固定资产投资中三材费用2.26元，调整后增加额1.36元。调整后固定资产投资为35.04元/t。

建设期为一年，社会贴现率10%，换算为生产初期的固定资产投资：

$$35.04\times\left(1+\frac{0.1}{2}\right)=36.79\text{元/t}$$

项目折旧寿命期20a，不考虑固定资产残值回收。资金回收系数0.1175，故年度资金回收费用为：$36.79\times0.1175+240\times0.1=28.33$元/t

扣除原财务成本中折旧费用1.6元和流动资金利息19.01元，该项使成本调高额7.72元/t

②硝酸铵的价格换算系数为1.00，该产品由当地供应。此项使成本调高额：

$$284\times1.00\times1.06\times0.719-204.20=12.25\text{元/t}$$

③外购硝酸钠的价格换算系数为1.00，铁路运输距离1646km，该项使成本调高额：

$$(600\times1.00\times1.06+46.05\times2.41)\times0.075-45.00=11.02\text{元/t}$$

④外购硫磺粉为进口外贸货物，按口岸价格计的影子价格为805元/t，铁路运输距离为1646km，该项成本调高额：

$$(805+46.05\times2.41)\times0.01-2.50=6.66\text{元/t}$$

⑤电力为非外贸货物，取其分解成本，该项使成本调高额为0.84元/t。

⑥影子工资的数量等于其现行工资。

综上几项调整，该种炸药成本调高额总计38.49元/t。生产该种炸药的企业与项目在同一地区，故不计运输费用。

调整后乳化油浆状炸药影子价格为793.76元/t

2）钢球。钢球属非外贸货物，需对其财务成本进行分解。钢球生产可通过现有企业

挖潜增加产量，故只需对其可变成本进行分解。钢球生产财务成本为906.48元/t，其可变部分见表5-14。

钢球生产财务成本（可变部分）(元/t)　　**表 5-14**

序　号	项　目	单　位	消耗定额	单价（元）	金　额
1	普通碳钢	t	1.05	725	761.25
2	焦　炭	t	0.18	110	19.8
3	电	kWh	31	0.085	2.64
4	水	t	5.3	0.20	1.06
5	其　它				48.15
	可变成本				832.9

成本分解如下：

①外购普通碳钢属进口外贸货物，按口岸价格计的影子价格为1140元/t，铁路运输距离为1500km，该项使钢球成本调高额：

$$(1140+22.60\times2.41)\times1.05-761.25=492.94\text{元/t}$$

②外购焦炭的价格换算系数为1.55，焦炭供应厂与钢球生产厂在同一地区，则该项成本调高额：

$$110\times1.55\times1.06\times0.18-19.8=12.73\text{元/t}$$

③电力使成本调高额2.14元/t。

④水的价格不做调整。

可变成本调高额总计：

$$492.94+12.73-2.14=507.81\text{元/t}$$

钢球生产企业距项目146km，则铁路运费为17.35元/t。

调整后钢球到项目的影子价格为1358.06元/t。

3）衬板。衬板属非外贸货物，应对其财务成本进行分解。衬板可通过现有企业在不增加固定资产投资的情况下扩大产量，故只分解其财务成本中的可变部分（财务成本为1983.3元/t）。衬板财务成本中可变部分见表5-15。

衬板财务成本（可变部分）(元/t)　　**表 5-15**

序　号	项　目	单　位	消耗定额	单价（元）	金　额
1	生　铁	t	1.3	270	351
2	锰　铁	t	0.187	2148	401.68
3	电　力	kWh	1294	0.085	109.99
4	其　它				583.45
5	可变成本				1446.12

分解成本如下：

①生铁属进口外贸货物，按口岸价格计的影子价格为550元/t，港口到衬板生产企业铁路运输距离1500km，该项成本提高额：

$$(550+18.9\times2.41)\times1.3-351=423.21\text{元/t}$$

②锰铁属进口外贸货物，按口岸价格计的影子价格为2630元/t，铁路运输距离1500km，

则该项成本调高额：

$$(2630+18.9\times2.41)\times0.187-401.68=98.65元/t$$

③电力使成本调高额89.29元/t

可变成本调高额总计为：

$$423.21+98.65+89.29=611.15元/t$$

衬板生产企业距项目146km，其运输费用17.35元/t。

调整后衬板到项目的影子价格为2074.62元/t。

4）电费。企业财务评价所用电力价格为0.085元/kWh，国民经济评价所用电力的分解电价为0.154元/kWh。调整后每t精矿的电费为12.01元。

其它费用不做调整。据此，得出计算年的经营费用见表5-16。

国民经济评价经营成本调整表 表 5-16

序号	项目	单位	年耗量	财务评价		国民经济评价	
				现行价格（元）	年经营成本（万元）	影子价格（元）	年经营成本（万元）
一	辅助材料						
1	乳化油浆状炸药	t	1819.53	755.27	137.42	793.76	144.43
2	钢球	t	9179.8	930	853.72	1358.06	1246.67
3	衬板	t	1101.26	2760	303.95	2074.62	228.47
4	不予调整部分				567.22		567.22
二	电	kWh	12319.26×10^4	0.085	1047.14	0.154	1897.17
三	大修理基金				611.46		645.14
四	维修费				1055.44		1161.14
五	不予调整部分				1194.48		1194.48
六	合计				5770.83		7084.72
	单位经营成本				36.52		44.84

注：本表为计算年经营成本调整表，其它逐年调整后的经营成本见经济现金流量表（表 5-17）。

（3）流动资金。国民经济评价中流动资金按调整后的经营成本的35%计算。调整后的流动资金增加额如下：

第五年	1411.22万元
第六年	426.57万元
第七年	368.44万元
第八年	273.42万元
合计	2479.65万元

4．国民经济评价指标计算　费用及效益调整后的全部投资经济现金流量计算表见表5-17。

计算得出，经济内部收益率$EIRR$为27.66%；经济净现值$ENPV$为52513.49万元。

5．敏感性分析　产品价格、可变成本、产品产量和固定资产投资各经济因素在增减

经 济 现 金 流 量 表（万元）

表 5-17

序号	项目	建设期				投产期			达到设计能力生产期					
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	生产负荷（%）					29.85	56.43	81.44	100	100	100	100	100	100
(一)	现金流入													
	1.产品销售收入					7126.80	13427.88	19444.11	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38
	2.回收固定资产余值													
	3.回收流动资金													
	流入合计					7126.80	13427.88	19444.11	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38
(二)	现金流出													
	1.固定资产投资	2624.72	3950.89	14014.48	7980.97	206.03	14.52	317.38		223.42	43.12	154.75	120.36	85.97
	2.流动资金					1411.22	426.57	368.44	273.42					
	3.经营成本					4032.66	5250.83	6303.52	6864.47	6884.50	6892.51	6912.53	6928.55	6972.59
	4.更新改造资金					238.20	341.23	438.17	1275.25	1275.25	1275.25	1275.25	1275.25	1275.25
	流出合计	2624.72	3950.89	14014.48	7980.97	5887.51	6033.15	7427.51	8413.14	8383.17	8210.88	8342.53	8324.16	8333.81
(三)	净现金流量	−2624.72	−3950.89	−14014.48	−7980.97	1239.29	7394.73	12016.60	15462.24	15492.21	15664.50	15532.85	15551.22	15541.57
	累计净现金流量	−2624.72	−6575.61	−20590.09	−28571.06	−27331.77	−19937.04	−7920.44	7541.80	23034.01	38698.51	54231.36	69782.58	85324.15
(四)	净现值(i_c=10%)	−2385.87	−3263.44	−10624.87	−5451.00	769.60	4170.63	6164.52	7220.87	6568.70	6046.50	5436.50	4960.84	4507.06
(五)	内部收益率计算													
	净现值（i=28%）	−2049.91	−2410.04	−6684.91	−2976.90	360.63	1678.60	2138.95	2174.27	1673.16	1331.48	1025.17	808.66	621.66
	净现值（i=27%）	−2066.65	−2449.55	−6839.07	−3064.69	375.50	1759.95	2259.12	2288.41	1797.10	1441.13	1118.37	886.42	699.37

续表 5-17

序号	项目	达到设计能力生产期											
		14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	合计
	生产负荷（%）	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	
(一)	现金流入												
	1.产品销售收入	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	445880.25
	2.回收固定资产余值												
	3.回收流动资金											2479.65	2479.65
	流入合计	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	23875.38	26355.03	448359.90
(二)	现金流出												
	1.固定资产投资	34.38	85.97	51.58	60.18								29968.72
	2.流动资金												2479.65
	3.经营成本	7094.83	7084.72	7040.67	7056.69	7036.67	7052.68	7413.09	7373.04	7493.18	7513.20	7549.24	136749.57
	4.更新改造资金	1275.25	1275.25	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	1937.95	28661.15
	流出合计	8404.46	8445.94	9030.20	9054.82	8974.62	8990.63	9351.04	9310.99	9431.13	9451.15	9487.19	197859.09
(三)	净现金流量	15470.92	15429.44	14845.18	14820.56	14900.76	14884.75	14524.34	14564.39	14444.25	14424.23	16867.84	250500.81
	累计净现金流量	100795.07	116224.51	131069.69	145890.25	160791.01	175675.76	190200.10	204764.49	219208.74	233632.97	250500.81	
(四)	净现值（$i_s=10\%$）	4068.86	3687.64	3236.25	2934.47	2682.14	2441.10	2164.13	1966.19	1776.64	1615.51	1720.52	52513.49
(五)	内部收益率计算												
	净现值（$i=28\%$）	495.07	385.74	282.06	222.31	178.81	133.96	101.67	87.39	57.78	43.27	50.60	−270.52
	净现值（$i=27\%$）	541.48	432.02	326.59	251.95	208.61	163.73	116.19	101.95	72.22	57.70	50.60	529.45

$$\text{经济内部收益率}=27\%+\frac{529.45}{529.45+270.52}\times 1\%=27.66\%$$

10%的情况下，所引起的内部收益率的变化，见表5-18及图5-11。

主要经济因素变动情况下的内部收益率 **表 5-18**

项　　目	变动幅度（%）	内 部 收 益 率
产品价格	−10	24.43
	+10	30.96
可变成本	−10	28.62
	+10	26.55
产品产量	−10	25.95
	+10	29.54
固定资产投资	−10	29.69
	+10	26.16
基本方案		27.66

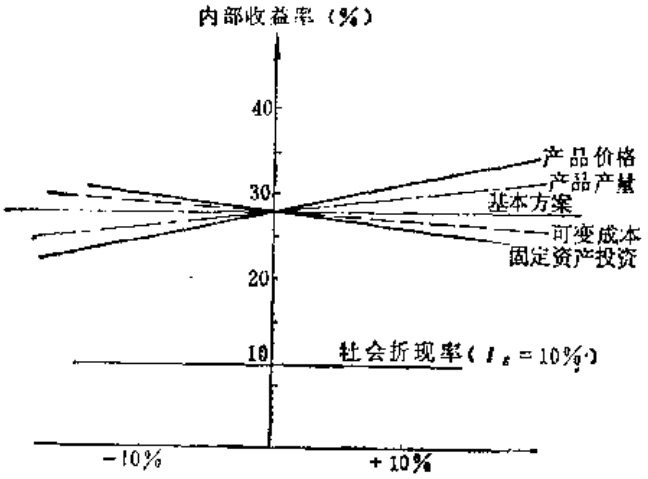


图 5-11　敏感性分析图

经济外汇流量表 **表 5-19**

项目 \ 年份	1～4	5	6	7	8～24	合　计
代替进口矿石量（万t）		50.93	96.29	138.97	170.64	3187.07
外汇节约额（万美元）		1310.94	2478.50	3577.09	4392.27	82035.12
折线系数（i_s=10%）		0.6209	0.5645	0.5132	4.1151	
净现值（万美元）		813.96	1399.11	1837.76	18074.64	22125.47

6．评价结论

从财务评价可以看出，财务内部收益率为10.23%。贷款偿还期14.83年（包括建设期四年），显得过长，其经济效果一般。但是该项目产品系直接代替进口，可以节约外汇，在项目计算期内，按10%贴现其可节约外汇现值22125.47万美元（见表5-19）。

在国民经济评价中，通过对效益及主要费用的调整，计算出的经济内部收益率为27.66%，按社会贴现率10%计算的经济净现值为52513.49万元，计算的节约外汇现值为22125.47万美元。由此看来，其社会效益是好的。

在经济敏感性分析中，产品价格、产量、可变成本和固定资产投资在正负10%的变动范围内，其经济内部收益率均在25%以上，远高于社会贴现率。故此，这几种因素在一定范围内变动都不会影响项目在经济上的可行性。

综上所述，虽然财务评价经济效果一般，但国民经济评价的效果是好的，尤其是可以节省较多国家外汇。故此认为，项目在经济上是可行的。对于财务上的一些问题如贷款偿还期过长等，建议采取优惠措施加以调整，以使项目本身具有财务生存能力。

第六章　最小工业品位

第一节　概　　述

最小工业品位是一项极为重要的矿石工业指标，它决定产出矿石的品位及圈定矿石和金属的数量。最小工业品位的不同，会使矿石储量及矿体产状发生变化，从而有时会影响到年产量以及采矿方法、使用设备等开采技术的变化。正确确定最小工业品位对企业的经济效益及国民经济效益均有着一定的影响。

地质部门按国家统一的边界品位及最小工业品位圈定矿体。在设计中还应按矿床开采条件，再次确定最小工业品位。在生产矿山，尤其是矿山生产后期，经常再次确定最小工业品位，因此时的矿床已基本开拓完毕，降低最小工业品位仍可能使矿山获得一定的利润，并可多采出金属及延长矿山寿命。

一、边界品位和最小工业品位

最小工业品位和边界品位是我国圈定矿体用的两个指标。最小工业品位是指开采矿段内平均品位的最低值，小于这个品位，则认为在经济上已不合理，即最小工业品位是经济合理的最小的平均品位。此外还有一个边界品位，它是用来圈定矿体的。凡是品位超过边界品位，都可算作工业储量。边界品位要比最小工业品位低得多，一般是尾矿品位的1～2倍左右。

可以这样认为：边界品位是地质人员圈定矿体使用的指标；最小工业品位是衡量开采条件的指标。如按边界品位圈定矿体之后，该块段的平均品位小于最小工业品位，尚须重新圈定，使之达到最小工业品位。同时，也不允许边界上的品位小于边界品位，即使矿段品位已经超过了最小工业品位，然而在经济上同样是不合理的。所以边界上的品位要超过边界品位，而矿段的平均品位要超过最小工业品位。

二、影响最小工业品位的因素

影响最小工业品位的因素有如下几项。

1．矿区经济条件　当矿区的交通方便，水、电、人力、物力供应充分，那么产品成本就会下降，最小工业品位可以放低些。相反，如矿区条件差，势必增加基建费用和经营费，故最小工业品位必须加大。

2．矿产资源条件及矿石加工条件　如矿床是国家紧缺的资源，或是伴生金属多的矿床，最小工业品位可以低些。矿石的加工条件对最小工业品位影响甚大。不同种类的矿物，其选矿方法不同，从而不仅影响建设选厂的投资和选矿成本，而且还影响精矿的品位和选矿回收率。例如同是铜铅锌矿，硫化矿及氧化矿的差别就较大：硫化矿的回收率高，氧化矿的回收率很低，所以硫化矿的最小工业品位要比氧化矿低的多。

3．矿床开采技术条件　这是指矿体的赋存条件，例如矿床赋存在山上还是深部，矿体的倾斜、厚度、围岩稳定性如何等条件，都决定开采方法是露天还是地下，开拓方法是平峒还是竖井，以及采矿方法等。这一切是与投资及经营费密切相关的。很明显，开采条件好的，指标可以低些；相反，开采条件差的，只有提高指标，才有可能获得利润。

三、重新圈定矿体的必要性

在设计时，使用的地质部门提供的地质报告中，已将工业矿体圈定。但经常在设计中尚须重新圈定矿体。其必要性在于：

（1）地质部门是按国家规定的指标来圈定矿体，未考虑矿山具体条件，因此，有时有必要重新圈定，使之在经济上更为合理；

（2）有时地质部门圈定的矿体较为零散，或按类级或按金属划分，或平衡表内矿石与表外矿石相互交错，等等，造成开采过程较大困难，此时有必要重新圈定，使之便于开采；

（3）矿床勘探完毕到设计期间，加工工艺有可能有所改进，技术有所进步，有降低指标的可能性。

四、换算品位

1．基本概念　在开采多金属矿床，或伴生元素可以回收时，不能按各个金属去计算其最小工业品位。既然最小工业品位是一个按经济合理性确定的指标，所以可按金属的价格及其加工时的回收率折算成一种金属的换算品位，之后再与最小工业品位相比较，再圈定矿体。

铅锌矿经常将锌折算成铅的品位来计算。

2．换算方法　今以铜铅锌矿为例来看其换算方法。

首先看1t含铅矿石、1%品位时的矿石价值s_{Pb}

$$s_{Pb}=1000\frac{1}{100}\varepsilon_{xPb}\varepsilon_{yPb}p_{Pb}，\quad 元/t$$

式中　ε_{xPb}——选矿时铅的回收率，%；

ε_{yPb}——冶炼时铅的回收率，%；

p_{Pb}——每公斤粗铅的价格，元/kg。

即
$$s_{Pb}=10\varepsilon_{xPb}\varepsilon_{yPb}p_{Pb}，\quad 元/t \tag{a}$$

同理，得出含锌1%矿石1t的价值：

$$s_{Zn}=10\varepsilon_{xZn}\varepsilon_{yZn}p_{Zn}，\quad 元/t \tag{b}$$

式中　ε_{xZn}——选矿时锌的回收率，%；

ε_{yZn}——冶炼时锌的回收率，%；

p_{Zn}——每公斤粗锌的价格，元/kg。

式（b）与式（a）的比值为锌折算成铅时的换算系数：

$$f_{Zn}=\frac{\varepsilon_{xZn}\varepsilon_{yZn}p_{Zn}}{\varepsilon_{xPb}\varepsilon_{yPb}p_{Pb}} \tag{6-1}$$

同样，可得出矿石中铜折算成铅的换算系数：

$$f_{Cu}=\frac{\varepsilon_{xCu}\varepsilon_{yCu}p_{Cu}}{\varepsilon_{xPb}\varepsilon_{yPb}p_{Pb}} \tag{6-2}$$

从而铜铅锌矿石折算成铅的换算品位（α_T）为：

$$\alpha_T=\alpha_{Pb}+f_{Zn}\alpha_{Zn}+f_{Cu}\alpha_{Cu} \tag{6-3}$$

式中　α_{Pb}、α_{Zn}及α_{Cu}——分别为矿石中铅、锌及铜的品位。

贵金属（如金、银、铂等）在矿石中的品位是按每吨矿石中含金属若干克来计算。以

金为例，每吨含金1 g 的价值为：

$$s_{Au}=\varepsilon_{xAu}\varepsilon_{yAu}p_{Au}，\ 元/t$$

式中 ε_{xAu}——选矿时金的回收率，%；

ε_{yAu}——冶炼时金的回收率，%；

p_{Au}——金价，元/g。

故折算系数f_{Au}为：

$$f_{Au}=\frac{\varepsilon_{xAu}\varepsilon_{yAu}p_{Au}}{10\varepsilon_{xPb}\varepsilon_{yPb}p_{Pb}} \tag{6-4}$$

应用式6-4时，黄金的含量用g/t计算。

3．例 有一矿床平均含铜0.25%，含金0.9g/t，试问有无开采价值？

解：

平均含铜为0.25%，低于最小工业品位（0.5%），而含金为0.9g/t，亦无单独开采价值，此时需看折算成单一金属有无开采价值。为此将黄金折算成铜。如认为选矿回收率及冶炼回收率基本相同，黄金价格为38.4元/g，铜为5.5元/kg，则：

$$f_{Au}=\frac{p_{Au}}{10p_{Cu}}=\frac{38.4}{10\times5.5}=0.7$$

故，$$\alpha_T=0.25+0.7\times0.9=0.88(\%)$$

很明显0.88%超过了铜的最小工业品位0.5%，是有开采价值的。

第二节 最小工业品位的确定

确定最小工业品位的方法有类比法、分析法及方案法三种。类比法简便易行，而方案法在计算上虽然复杂些，但所考虑的问题全面，得出的结论会符合开采过程中的经济合理性。

一、类比法（经验法）

此法是根据多年来的经验，规定了不同矿石的最小工业品位及边界品位，供地质部门及设计部门在圈定矿体用。类比法的优点在于简单易行，不需要进行技术经济计算，只需查找规定的最小工业品位及边界品位即可。其缺点在于这些指标是经验数据，无法结合具体条件去选定，故不一定是经济上的最佳值。但由于指标是多年生产的实际中的数值，有一定代表性，可供地质部门初步圈定矿体用，可以把它看成是推荐的参考性指标，而不应看成是硬性指标。常见金属矿物的最小工业品位及边界品位汇总在表6-1中。

二、分析法

1．计算方法 分析法是基于“所付出的开采加工费应等于产品回收价值”这一原则，来确定的。

$$p=\frac{1}{\gamma}u \tag{6-5}$$

式中 p——金属产品的价格，元/t；

u——1吨矿石的开采加工费，元/t；

γ——矿石的产品产出率，%，如最终产品为金属时

常见的矿石的工业指标　　表 6-1

矿石名称	铁矿石		锰矿石		铜矿石		铅矿石	
	磁铁矿	赤铁矿	氧化锰	碳酸锰	硫化铜	氧化铜	硫化铅	氧化铅
边界品位	20	25	8	10～15	0.2～0.3	0.4～0.5	0.3～0.5	0.5～0.7
最小工业品位	30	30～35	10～15	20	0.5	0.7	0.7～1	1～1.5

矿石名称	锌矿石		钨矿石		锡矿石	钼矿石
	硫化锌	氧化锌	黑钨	白钨		
边界品位	0.5～0.8	2	0.08～0.1	0.1	0.1～0.15	0.02～0.03
最小工业品位	1～2	2～3	0.12～0.2	0.15～0.2	0.2～0.3	0.04～0.06

$$\gamma=\frac{a_3(1-\rho')\varepsilon}{\delta}$$

式中 a_3——最小工业品位，%；

ρ'——废石混入率，%；

δ——金属用有用成分含量，%；

ε——加工回收率，$\varepsilon=\varepsilon_x\varepsilon_y$；

ε_x——选矿回收率；

ε_y——冶炼回收率。

如最终产品为精矿时：

$$\gamma=\frac{a_3(1-\rho)\varepsilon_x}{\beta}$$

式中 β——精矿品位。

矿石的产品产出率的倒数$1/\gamma$为获得1t产品所需的矿石量。

而1 t 矿石的开采加工费，可写成：

$$u=c_k+f_k+t_k+\frac{a_3(1-\rho)\varepsilon_y(t_j+f_j)}{\beta} \tag{6-6}$$

式中 c_k——1t矿石的开采费用，元/t；

f_k——1t矿石的选矿费用，元/t；

t_k——1t矿石运至选矿厂的费用，元/t；

t_j——1t精矿运至冶炼厂的费用，元/t；

f_j——1t精矿的冶炼费用，元/t。

从而式6-5可写成：

$$\frac{a_3(1-\rho)\varepsilon p}{\delta}=c_k+f_k+t_k+\frac{a_3(1-\rho)\varepsilon_y(t_j+f_j)}{\beta}$$

$$\therefore\quad a_3=\frac{\delta\beta(c_k+f_k+t_k)}{(1-\rho)\varepsilon p\beta-(1-\rho)\varepsilon_y(t_j+f_j)\delta} \tag{6-7}$$

式6-7为最终产品为金属时计算最小工业品位的公式，如最终计算到精矿时，公式如6-8式：

$$a_3=\frac{\beta(c_k+f_k+t_k)}{p_j\varepsilon_z(1-\rho)} \tag{6-8}$$

式中 p_j——1t精矿的价格，元/t。

2．评价 分析法有如下两个较大的缺点，因此在实际工作中应用较少。

（1）分析法仅考虑采出矿石加工费与回收价值相等的原则，而未考虑企业上缴的税金和企业的利润问题，很明显这是不合理的。故应修正式6-5为：

$$p=\frac{1}{\gamma}(u+R+d) \tag{6-9}$$

式中 R——税金；

d——利润。

（2）即是按6-9式计算，也仅是考虑因最小工业品位不同而使加工费用不同。在实际中，当最小工业品位变化后精矿产量相同时，矿石产量发生变化，从而投资亦可能发生变化，矿体产状有时也会变化，导至影响采矿方法的变动。这一切都是式6-5或6-9所不能解决的。此外它还不能考虑诸如资源利用等因素。

三、方案法

1．方案法的实质 方案法是在确定最小工业品位的方法中，考虑问题最全面的方法，可以得出合理的最佳结论，但工作量较大。用方案法圈定矿体是按单一指标圈定的，在经济上更为合理。

方案法的实质是，先用类比法及考虑矿床品位分布情况，确定几个边界品位来重新圈定矿体，找出平均品位及储量；其次是按照设计任务书中所规定的精矿（或金属）产量来确定矿石的产量；之后确定各方案的投资及开采费用，找出采矿、选矿、冶炼的有关指标，进行技术经济计算。最后，综合分析比较拟定的各方案，从中选优。

综合分析时，应考虑下列几点：

（1）本企业的经济效果；

（2）资源利用程度及金属损失绝对量；

（3）投资及建设期限。

2．例 有一铜矿床，储量约为6500万t，其中铜品位大于0.2%约占储量的95%左右，大于0.3%约占85%，大于0.5%约占50%，大于1%占7%，大于2%占2%。年产铜25000 t左右。求圈定矿体的品位。

解：

（1）确定方案。按0.2%、0.3%及0.5%的品位来圈定矿体，作三个方案的比较。圈定出的储量及品位列入表6-2。

作三个方案的设计。三个方案的采矿方法相同，故回收率相同，均为85%；废石混入率均为10%；精矿品位相同，均为12%；金属中含铜量相同，均为99%；冶炼回收率相同，均为95%。现将主要的设计指标列入表6-3。

方案的储量、品位表　　表 6-2

指标 \ 方案	Ⅰ (0.2%)	Ⅱ (0.3%)	Ⅲ (0.5%)
矿石量（万t）	6250	5550	3400
平均品位（%）	1.25	1.39	1.71
金属量（万t）	78.12	77.15	58.14

三个方案的主要指标表　　表 6-3

方案	矿量（万t）	品位（%）	金属量（万t）	矿山规模（万t/a）	服务年限（a）	年产金属量（a）	选矿回收率（%）	金属成本（元）	投资（万元）	精矿品位（%）	金属铜含量（%）	采矿回收率（%）	冶炼回收率（%）	废石混入率（%）	金属回收量（万t）
Ⅰ	6250	1.25	78.12	300	20	26932.5	84	4900	10000	12	99	85	95	10	52.99
Ⅱ	5550	1.39	77.15	250	21	25254.56	85	4880	9000	12	99	85	95	10	52.95
Ⅲ	3400	1.71	58.14	200	16	25732.08	88	4860	8000	12	99	85	95	10	41.31

（2）技术经济计算。计算步骤如下：

1）计算三个方案的净现值，取基准收益率为10%。净现值可按下式求得：

$$NPV = A_i(p-u)[R\to p]_t^{10\%} - K$$

式中 A_i——金属年产量，t；

p——金属价格，元/t；铜的价格为0.55万元/t；

u——金属成本，元/t；

K——投资，元；

t——矿山存在年限，a；

$$[R\to p]_t^{10\%} = \frac{(1+i)^t - 1}{i(1+i)^t}$$

i——基准收益率。

现将三方案的具体数据代入上式：

$$NPV(\text{Ⅰ}) = 26932.5(0.55-0.49)[R\to p]_{20}^{10\%} - 10000$$
$$= 26932.5(0.55-0.49)\times 8.5136 - 10000$$
$$= 3757.55\text{万元}$$

$$NPV(\text{Ⅱ}) = 25254.56(0.55-0.488)[R\to p]_{21}^{10\%} - 9000$$
$$= 25254.56(0.55-0.488)\times 8.6487 - 9000$$
$$= 4542.01\text{万元}$$

$$NPV(\text{Ⅲ}) = 25732.08(0.55-0.486)[R\to p]_{16}^{10\%} - 8000$$
$$= 25732.08(0.55-0.486)7.6237 - 8000$$
$$= 4884.49\text{万元}$$

2）计算年净收入。

$$R_1 = 3757.55[p\to R]_{20}^{10\%} = 3757.55\times 0.11746$$

$=441.36$万元

$R_{II}=4542.01[P\rightarrow R]_{21}^{10\%}=4542.01\times0.11562$

$=525.15$万元

$R_{III}=4884.49[P\rightarrow R]_{16}^{10\%}=4884.49\times0.12782$

$=624.33$万元

综 合 比 较 表　　表 6-4

项目 / 方案	金属储量（万t）	资源利用率(%)（以Ⅰ方案为基准）	投资（万元）	金属成本（元）	实际金属回收量（万t）	净现值（万元）	年净收入（万t）
Ⅰ	78.12	100	10000	4900	52.99	3757.55	441.36
Ⅱ	77.15	98.75	9000	4880	52.95	4542.01	525.15
Ⅲ	58.14	74.42	8000	4860	41.31	4884.49	624.33

（3）综合分析。现将三个方案的主要技术经济指标列入表6-4。从表6-4中可以看出，Ⅲ方案虽然年收入最高，比第Ⅰ方案多99.18万元，总收入仅多342.18万元，但资源利用率低，少回收金属11.64万t。提高品位肯定会使年收入增加，故不能仅考虑年收入来确定圈定矿体的品位。Ⅱ方案与Ⅰ方案相比，虽然少圈定0.97万t铜，但因品位提高，使选矿回收率提高，结果实际回收金属仅少0.04万t，而且每年比Ⅰ方案多获得83.79万元，总的多收入787.46万元。

综合上述，选定Ⅲ方案，即以0.3%圈定矿体，在技术经济上是最佳的。

第七章　矿山企业生产能力的确定

第一节　概　　述

一、矿山规模

矿山的生产能力在黑色金属矿山用年产量表示，在有色金属矿山经常用日产量表示。生产能力是矿山最主要的指标，它是建设的依据，它决定设备数量、职工定员、基建工程量大小以及投资多少、投产时间和投产后的经济效果。

矿山企业生产能力是根据矿床储量的大小，由上级主管部门按国民经济发展计划对该种金属的需求情况来确定的。经常是由主管部门委托设计院编制可行性研究，提出合理的生产能力，经批准再正式下达。在设计中还要进行技术可能性和经济合理性的验算复核。如发现不合理，再上报，经批准，再按合理的生产能力进行设计。

为便于对企业的管理，按年产量的大小，将矿山企业划分为大、中、小几种规模，其标准如表7-1所示。

矿 山 规 模　　表 7-1

矿山规模	矿山企业年产量（万 t / a）	
	黑色金属矿山	有色金属矿山
特大型	>300	
大　型	200～300	>80
中　型	60～200	20～80
小　型	<60	<20

二、采出矿石量与最终产品的关系

联合企业经常是按最终产品来确定生产能力，例如采选联合企业是以精矿产量来确定矿山生产能力。此时精矿产量A_{jg}与矿石产量A_k存在如下关系：

$$A_k=\frac{1}{r_{jg}}A_{jg} \tag{7-1}$$

式中　r_{jg}——精矿产出率，%。即1t矿石可以产出若干精矿，其倒数为获得1t精矿所需矿石量。

$$r_{jg}=\frac{\alpha' e_x}{\beta}$$

故式7-1又可写成

$$A_k=\frac{A_{jg}\beta}{\alpha' e_x} \tag{7-2}$$

式中　α'——采出矿石品位，%；

β——精矿品位，%；

e_x——选矿回收率，%。

如最终产品为金属时：

$$A_k=\frac{A_{jn}\delta}{a'\varepsilon_x\varepsilon_y} \tag{7-3}$$

式中 A_{jn}——金属产量；

δ——产品金属含量，%；

ε_y——冶炼回收率，%。

三、确定生产能力时所需考虑的因素

确定生产能力的方法有二：按技术上可能性确定生产能力和按经济合理性确定生产能力。在确定生产能力时，应考虑下列几个因素。

（1）矿床开采自然条件：储量、品位、矿床产状及分布等；

（2）国民经济对该种金属的需求情况；

（3）矿区开采技术经济条件：投资，水、电、设备供应，外部运输等。

第二节 按技术可能性确定生产能力

按技术可能性确定生产能力的方法有三种：按可能布置的矿块数、按年下降速度和按新水平准备。

一、按可能布置的矿块数确定生产能力

一个生产矿山的产量是分别由矿房、采准、切割、矿柱回采诸工序采出来的矿石所组成的，即：

$$A=A_1+A_2+A_3+A_4 \tag{7-4}$$

式中 A_1、A_2、A_3及A_4——分别为矿房、采准、切割、矿柱回采所完成的产量，t/d或t/a。

如以n_1、n_2、n_3、n_4及p_1、p_2、p_3、p_4分别为各工序同时工作的矿块数和矿块生产能力时，则：

$$A=n_1p_1+n_2p_2+n_3p_3+n_4p_4 \tag{7-5}$$

每个矿块完成各工序所需的时间不同，因此为保证三级矿量的进级，为保证生产的衔接，每有一个回采完毕的矿块的同时，必须有一个切割完毕的矿块在等待回采；同样，凡有一个切割完毕的矿块的同时，应有一个采准完毕的矿块在等待切割，即必须使之满足式7-6的条件：

$$\frac{n_1}{t_1}=\frac{n_2}{t_2}=\frac{n_3}{t_3}=\frac{n_4}{t_4} \tag{7-6}$$

式中 t_1、t_2、t_3及t_4——分别为一个矿块的回采、采准、切割及矿柱回采的时间。

t_1可以根据采矿方法设计求得，而同时工作矿块数可用编制生产作业计划方法来求得。这是一种准确，但复杂的方法，故经常是按同时工作回采矿块数求年产量：

$$A=A_1\frac{1}{K_1} \tag{7-7}$$

式中 K_1— 回采矿量占矿块矿量的百分比，%。

K_1值可由采矿方法设计中求出，或取类似矿山资料。

而$A_1=n_1p_1$，式中p_1可由设计中得知，或按类似矿山的平均先进指标选取，具体数

各类采矿方法的采场生产能力实际资料

表 7-2

矿山名称	采矿方法	矿床埋藏条件					采场布置	落矿方式	采场运搬设备（电耗功率 kWh）	平均日产量（t/d）	
		厚度 (m)	倾角 (度)	硬度系数 f						一台设备	两台设备
				矿石	上盘	下盘					
广西某锡矿	房柱法	0.2～2	20～30	8～12	8～12	8～12	沿走向	浅孔	电耙28	100～120	—
龙烟铁矿	房柱法	1～3	30	10～18	5～8	15	沿走向	浅孔	电耙14；28	130～170	—
华铜铜矿	留矿法	2～20	30～50	10～12	8～10	12	沿走向	浅孔	电耙28	150	—
落雪铜矿	留矿法	8～10	60～85	8～10	9～16	6～8	沿走向	浅孔	电耙14；28	100	—
铁山垄钨矿	留矿法	0.1～28	75～90	9～11	10～11	9～11	沿走向	浅孔	华-1型	60	—
金岭铁矿	分段法	31	45～60	6～8	8～12	8～12	垂直走向	中深孔		140～180	—
岭前矿	分段法	14	60	7	8～10	8～10	沿走向	中深及深孔	电耙28；55		300～500
红透山铜矿	阶段矿房法	8～40	70～80	12～14	12～14	12～14	垂直走向	水平中深孔	电耙28；55	300～400	500～700
河北铜矿	阶段矿房法	10～30	60～90	8～12	8～10	8～10	垂直走向	中深及深孔	电耙28；55	300～400	500～600
弓长岭铁矿	阶段矿房法	20～30	70～85	6～9	8～10	4～8	垂直走向	水平深孔	电耙28；55	250	—
凤凰山铜矿	尾砂充填法	10～85	70～80	8～10	8～10	8～10	垂直走向	上向深孔	T_4G	300～400	—
龙烟铁矿	长壁崩落法	1～4	30	6～8	4～6	18	沿走向	浅孔	电耙14	127～143	—
王村铝土矿	长壁崩落法	1～4	13～18	4～6	4～6	4～6	沿走向	浅孔	电耙14	200	—
大庙铁矿	无底柱分段崩落法	10～90	80～90	9～13	9～12	9～12	垂直走向	上向中深孔	电耙14	400～420	—
云南三矿	分段崩落法	15～80	70～80	5～8	6～7	5～6	垂直走向	上向中深孔	电耙28	300～400	—
篦子沟铜矿	分段崩落法	45～70	40～65	8～12	6～8	8	垂直走向	上向中深孔	电耙28	300～400	—
德兴铜矿	阶段崩落法	极厚	水平	6～8	—	—	盘区布置	水平深孔	电耙28	300～400	500～600

同时回采与可能布置的矿块数实际资料　　表 7-3

矿山名称	采矿方法	可能布置的矿块数（个）	同时矿房回采的矿块数（个）	利用系数
黄沙坪	干式充填法	19	11	1/2
凡口	胶结及水沙充填法	71	32	2/5
某铅锌矿	留矿法	20	8	2/5
某铜矿	留矿法	9	4	1/2
某铜矿	全面法	7	5	3/4
桃林	分段、阶段崩落法	30	13	2/5
某汞矿	全面法	12	3	1/4
某铜矿	阶段崩落法	93	28	1/3
大庙	分段法、无底柱分段崩落法	37～46	9～12	1/3
程潮	无底柱分段崩落法	18～24	6～8	1/3
江大罗坝	全面法	10～25	5～10	1/2～2/3
白云潭	全面法	4	4	1～2/2
湘潭	壁式水砂充填法	17～30	8～9	1/3～1/2
庞家堡	长壁崩落法	18	9	1/2

据可见表7-2；n_1值可按在单阶段内可能布置的矿块总数N中求出：

$$n_1=\omega N \tag{7-8}$$

式中　ω——利用系数。

一般$\omega=\frac{1}{3}\sim\frac{1}{2}$，进路回采时$\omega=\frac{1}{5}\sim\frac{1}{4}$。这是根据国内统计资料求得的。国内生产矿山的资料列入表7-3。在设计中如无特殊要求时，应按单阶段回采来安排。矿块尺寸可根据设计确定。

二、按矿床开采下降速度确定生产能力

该法的实质是，根据采矿技术条件类似矿山的开采强度经验指标，即用类似矿山的矿床每年下降的深度H，折算到设计矿山中去，概略地求出年产量A：

$$A=\frac{HS\gamma K}{1-\rho'},\ \text{t/a} \tag{7-9}$$

式中　H——年下降深度，m/a；

S——矿体水平面积，m^2；

γ——矿石容重，t/m^3；

K——矿石回收率，%；

ρ'——废品混入率，%。

影响年下降深度的因素很多，其中主要的有采用的采矿方法，矿体的水平面积、走向长度、厚度、倾角等赋存条件，同时开采的阶段数，采用的机械化水平和劳动组织等。

选择年下降深度指标时，应按上述因素去选取类似矿山的指标。

为了便于在设计中概略地核算年产量，根据我国大量矿山的统计资料，当倾角为60°、厚度为5～15m，按矿床规模大小，归纳出年下降深度如表7-4。

当勘探程度较好时，可取上限数值；当矿体厚度大、倾角缓或井田较大时，应取下限

数值。当矿体厚度大于或小于5～15m及倾角大于或小于60°时，应采用表7-5及表7-6的修正系数。

井下矿年下降深度表　　表 7-4

井田长度（m）		井田可采面积	年下降深度（m/a）					
			平均数值		最小数值		最大数值	
薄及中厚矿体	厚矿体	（m²）	一个阶段回采	二个阶段回采	一个阶段回采	二个阶段回采	一个阶段回采	二个阶段回采
>1000	>600	>12000～25000	15	20	12	18	20	25
600	300～600	5000～12000	18	25	15	20	25	30
<500～600	<300	<4000～5000	20	30	25	25	30	40

矿体厚度修正系数k_1　　表 7-5

矿体厚度（米）	<5	5～15	15～25	>2.5
k_1	1.25	1.0	0.8	0.6

矿体倾角修正系数k_2　　表 7-6

矿体倾角（度）	90	60	45	30
k_2	1.2	1.0	0.9	0.8

我国一些金属矿山的年下降深度，如表7-7所示。

由于年下降深度指标是来自实践，所以求出矿山年产量具有一定程度的可靠性，并包含有经济合理性的因素在内。这种方法是概略计算矿山年产量中较为广泛应用的一种方法。

三、按新阶段准备时间确定生产能力

在生产能力较大、矿床的阶段储量不太多，且所需阶段开拓、采准工程量又较大时，可考虑按新阶段准备时间来校核生产能力。

其基本原则是，为保证矿山能持续生产，必需使新阶段的开拓、采准等准备时间小于开采一个阶段所需的时间，否则产量会波动。为使阶段回采超前于开拓及采准，设超前系数为ω，则：

$$T_k = T_j \omega \tag{7-10}$$

式中　T_k——阶段的开采时间，年或月；

T_j——阶段的开拓、采准时间，年或月；

ω——超前系数。

超前系数值视矿床埋藏要素稳定情况及有用矿物分布情况而定。矿床埋藏要素稳定，有用矿物分布均匀，$\omega=1.1\sim1.2$；矿床埋藏要素不稳定，有用矿物分布不均匀，$\omega=1.2\sim1.5$；矿床埋藏要素极不稳定，有用矿物分布极不均匀，$\omega=1.5\sim2.0$。

新阶段的开拓、采准时间，可由开拓系统、施工顺序、采矿方法、阶段回采方向及各

金属矿山年下降深度实际资料

表 7-7

矿山	矿体赋存条件				可采面积 (m^2)	矿山企业生产能力 (万t/a)	采矿方法	年下降深度(m/a)	
	形状	走向长度 (m)	厚度 (m)	倾角 (°)				平均	最大
河北某钨矿	扁豆状、透镜状	2000～3000	5～30	60～90	20000～30000	100～120	阶段矿房法*	20	
辽宁某铜矿	块状	100	50～60	15～80	5000～6000	30	分段凿岩阶段矿房法、留矿法*	20	25～30
云南某铜矿	似层状	800～900	20～40	70～80	16000～25000	60	有底柱分段崩落法	18～20	25
山西某铜矿	透镜状	300～400	30～40	30～40	10000～12000	60	有底柱分段崩落法*	30	
安徽某铜矿	透镜状	450	60～80	60～80	18000		点柱充填采矿法	15	
湖北某铅锌矿		2400	30～40	30～40	20000～28000	100～200	阶段崩落法	13	
湖南某锑矿	似层状	800～1000	1.5～6	15			房柱法	5	
河北某铁矿	扁豆状、透镜状	800	10～90	80～90	24000	60	无底柱分段崩落法	4～8	10～12
湖北某铁矿	透镜状	1000	53	46	66600	150	无底柱分段崩落法	10	28
河北某铁矿	层状	9000	1.28～1.88	30	1500～16900	100	壁式崩落法	10	15
四川某铁矿	透镜状	210	1.5～1.6	15～25	315～330	10	全面法	10～13	15～20
湖南某锰矿	似层状	2000	2	50	14000	25	壁式崩落法	4～6	6
山东某铁矿		1000	50	40～50	5000	40	无底柱分段崩落法	15	20
四川某铁矿	扁豆状	350～400	0.9～1.5	25～30		10	全面法*	25	30

注：* 为两个阶段回采。

类巷道的掘进时间来确定。

在一般条件下，如满足不了式7-10的要求，经常是调整新阶段准备的施工顺序（如增加同时掘进工作面数，增加措施井巷），改变阶段中的开采方向（如改后退式开采为前进式开采）以及组织快速掘进等。

如采取综合措施后仍满足不了式7-10的要求，则可按式7-11来确定生产能力。

$$A=\frac{Q_j K}{T_j \omega(1-\rho')} \tag{7-11}$$

式中 Q_j——阶段储量，t；

K——回采率，%；

ρ'——废石混入率。

第三节 按经济合理性确定生产能力

按经济合理性确定生产能力的方法有二：按最小成本法确定生产能力和按合理的服务年限确定生产能力。

一、按最小成本法确定生产能力

在一般条件下，随着年产量的增加，机械化水平的提高，基本建设投资亦随之增加，但劳动生产率亦随之提高，故经营费下降。如再进一步提高生产能力，投资亦会进一步增加，然而经营费下降会逐渐较少，故年总成本又可能提高。换言之，从成本角度来看，有一个经济合理的生产能力，在此生产能力条件下成本最低。

矿山的年生产经营费用C_{sh}由两部分构成：一部分是与矿山企业生产能力的变化基本无关的费用C_w，如排水费用等，另一部分是随矿山企业生产能力的增加成比例增加的费用gA，如提升、运输费用等。所以，矿山企业的年经营费用为：

$$C_{sh}=C_w+gA \tag{7-12}$$

则每1t采出矿石的生产经营费用为

$$e_{sh}=\frac{C_w}{A}+g \tag{7-13}$$

矿山的基本建设投资K_j也是由两部分组成：一部分与矿山企业生产能力的变化无关的基本建设投资K_w；另一部分是随矿山企业生产能力的变化大致成比例增加的基本建设投资KA。所以，基本建设投资为

$$K_j=K_w+KA \tag{7-14}$$

则每吨采出矿石的基本建设投资摊销额为

$$K_{sh}=\frac{K_w}{Q}+\frac{KA}{Q} \tag{7-15}$$

式中 Q——矿床工业矿量，吨。

从式7-13中可以看出，随年产量A的增加e_{sh}下降；而式7-15表明K_{sh}随年产量A增长而成线性增长。故而$C=e_{sh}+K_{sh}$有一个最小值，这可从图7-1中看出。

这个问题可以用最优化方法去求解。但这一方法在实际中应用的极少，其原因主要是指标不易得到和理论推导中有简化，如K_{sh}与A的关系不一定永远是线性相关，有可能出

现跳跃。

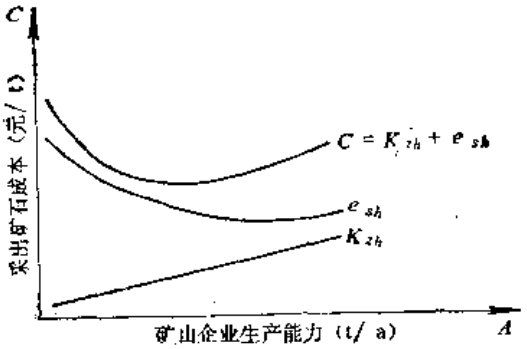


图 7-1　年产量与成本的关系曲线

C—吨采出矿石成本，元/t；K_{zh}—吨采出矿石基本建设投资摊销额，元/t；e_{sh}—吨采出矿石的生产经营费用，元/t

二、按合理服务年限确定生产能力

我们已知矿山的储量是一定的，如果设计中所规定的生产能力大小不同，那么矿山服务年限就有长有短。很明显，储量Q，生产能力（即年产量）A与服务年限T'之间应有如下关系：

$$A=\frac{QK}{T'(1-\rho')},\ \text{t/a} \tag{7-16}$$

式中　K——矿石的综合回收率，%；

ρ'——废品混入率，%。

这里的T'称之为计算的服务年限，即按设计年产量计算出的矿山存在年限。实际上，矿山的生产年限T要大于这个计算的服务年限T'。因为在矿山投入生产后，须要有一段时间t_1才能达到设计产量，在这一段时期内，产量是逐步上升的。在矿山的结尾期间t_3，产量是逐渐下降的。只有在正常生产阶段t_2，产量才是基本稳定的（图7-2）。故矿山总的

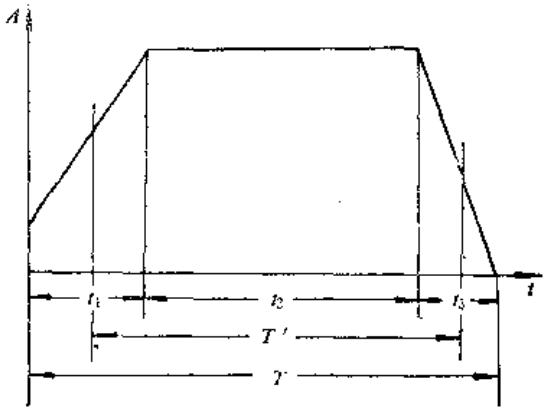


图 7-2　实际服务年限与计算服务年限的关系

A—年产量，t/a；t—时间，a

服务年限T将为：

$$T=t_1+t_2+t_3,\ \text{a}$$

而计算服务年限，则为：

$$T' = t_2 + \frac{1}{2}(t_1 + t_3),\ \text{a}$$

如前所述，如果矿山的储量已定，则矿山的年产量增大，其服务年限越短。而随着年产量的增加，投资亦随之增加。如果服务年限过短，尤其是在固定资产尚未磨损完毕之前，矿山开采工作已结束，从而不仅使固定资产的折旧费用大为提高，而且固定资产也未能得到充分利用。这样，很明显在经济上是不合理的。相反，如果服务年限过长，产生设备更新问题，并且在更新的固定资产尚未磨损完毕之前，矿山开采工作便结束，这从经济角度来看同样也是不合理的。从另一方面来看，适当加大产量，不仅可以提前采出更多的矿石，满足国民经济的需要，而且由于采用大型设备，加强了机械化程度，提高了劳动生产率，从而也使生产时期的经济效果得到改善。

这样，确定经济合理的服务年限，主要是从矿山固定资产折旧以及生产时期的经济效果等方面考虑的；也就是主要是从如何更加合理地、有效地利用国家的基建资金，来考虑矿山的服务年限。在一般矿山的投资中，工业建筑物、构筑物（包括基建井巷工程）约占50%，设备及其安装占45%，其它占5%。在小型矿山中，地面上常用简易的建筑物、构筑物，其使用年限在10 a 左右；一般工业建筑物、构筑物的使用年限在20 a 左右；而大型矿山常用的钢结构、钢筋混凝土结构的工业建筑物、构筑物，则其使用年限往往在30 a 以上。大型矿山所用的重型设备的折旧年限，可达20～35 a；小型设备仅为10～15 a 左右。

应该指出，由于加强设备的维护管理，机械设备的使用年限，远远地超过了上述的数字。不仅如此，在我国社会主义制度下，当一个矿山结束之后，其设备在尚可使用的条件下，都是拆除后，再装备其他矿山。而一些工业及民用建筑物，同样是可以加以利用的。故从全国一盘棋的角度来看，折旧年限并不能完全地、明确地说明经济合理的服务年限的问题。

总结了我国20多年来的经验，确定了经济合理的服务年限，如表7-8所示。

在下列情况下，经上级机关批准，可以适当缩减服务年限：

（1）国家或当地特别需要的矿石；

（2）矿床远景储量好；

（3）已有选矿厂可以利用，基建投资少；

（4）涌水量很大或地压很大的矿山。

当确定了经济合理的服务年限之后，即可按式7-16求算出经济合理的年产量。

合理的服务年限 表 7-8

矿山规模	服务年限（a）
大型及特大型	>25～30
中型	>20
小型	>10～15

第四节 分期建设

在建设大型尤其是特大型矿山时，有时将基建工程划分成为两期或三期来完成，而每

一期自成生产体系，形成完整的生产能力，而且生产能力是逐期上升的。很明显，这时的初期生产能力，是不能用上述的方法来确定。

大型矿山的建设往往需要较长的时间，为了早出矿，早日支援国家建设，采用分期建设的办法。如某铁矿为一特大型矿山，年产量为500万 t，为达到这个产量，需较长（约十几年）的建设时间。为此，将基建工程分两期完成。第一期的生产能力为250万t/a，需5～7 a 的建设时间，从而可以提前出矿，满足国民经济的需要。

在进行分期建设时，应充分考虑下列问题。

一、分期投产的时间和产量

分期建设目的之一，就是在于加速建设，早日投产。如果初期工程定的产量仍较大，则很难达到加速建设的目的。如果初期产量过小，而与二期工程相距时间又较长，又难以满足国民经济对矿石的需要。所以，在初期产量与投产时间问题上，须进行比较详细的分析比较。

二、分期开发的经济效果

在进行分期开发时，其总的投资往往是比一次完成最终生产能力时的投资要大一些。如井巷工程往往是多了一些，地面设施的投资也可能多花些，等等。但是，从整个国民经济来考虑时，这样分批地投入资金，尤其是两期工程之间有较长的间隔时间，是有较大的经济效果的。经济效果表现在初期投产早，积压资金的时间短，提前给国家提供积累和国家可以将后期所需的资金先投放到其他企业、其他部门中去进行扩大再生产。

三、全面规划

在设计中，必须充分考虑前后期工程的联系问题。第一，不要因后期工程的施工，而影响生产的正常进行。第二，初期工程也必须考虑到后期工程的利用问题；如场地的选择必须是考虑两期工程共同使用的问题；又如选矿厂可以在初期将厂房一次建成，而设备仅安装初期工程所需的系列数；又如变电所应当按最终规模考虑，而变压器等电力设备，仅按初期工程所需的容量安装，等等。

总之，确定分期建设的产量，是一项较为复杂的问题，须全面考虑。应根据国民经济的需要，考虑到建设速度、投资多少，权衡轻重，确定下来。有时需作出几个产量方案，估算投产时间及投资，经综合分析、比较，最后确定初期产量。

第八章　矿床开拓方案选择

第一节　开拓方案选择

一、概述

确定开拓方案是矿山企业设计中的重要环节之一，它决定着整个矿床开采期间的提升、运输、通风、排水、地面运输及布置等问题，并关系到该企业建设和生产期的经济效果。因而在进行开拓设计时，应从详细研究矿床赋存的地质条件、矿区地形和矿床开采技术条件等因素着手，综合考虑开拓的几大生产系统以及地面的总图运输等问题，拟定出几个方案来进行比较，从中选优。

所选取的开拓方案应满足下列要求：

（1）确保工作安全；

（2）满足设计任务所规定的生产能力的要求，并须考虑矿山发展的远景；

（3）满足设计任务中所规定的投产及达产的要求；

（4）能取得良好的技术经济效果；

（5）符合当前矿山建设的技术经济政策；

（6）所采用的设备及材料能保证供应。

二、确定开拓方案时所需考虑的因素

在拟开拓方案前，要详细研究、核对有关资料，考察现场。拟定方案时所需考虑的因素有下列几点。

1．地质条件　矿床赋存条件、地质构造、矿石与围岩的物理力学性质、矿石储量、矿床勘探程度、矿床水文地质条件等。

2．地表地形条件　矿床附近地形变化情况，地面的河流、水系、建筑物、农田及森林等情况。

3．气象及工程地质资料　降雨量、洪水位、主导风向、雪崩、滑坡以及主要建筑物、构筑物下的土壤抗压强度等情况。

4．开采技术经济条件　设计的生产能力，投资指标，开采深度，要求的投产及达产时间，设备供应情况，外部运输、水、电条件及施工、管理水平等。

三、开拓方案选择的步骤

开拓方案选择的步骤可分为：方案初选、方案的初步的技术经济分析及技术经济比较。

1．方案初选　在详细研究有关资料的基础上，拟定几个初选方案。所拟定的开拓方案应包括：开拓巷道的类型、规格、数量及位置，阶段开拓巷道及峒室的布置，通风、提升、运输及排水系统，工业场地布置，矿石、废石的地面运输以及与选厂、供电、供水、居民点等联系，等等。

初选方案应满足设计任务书的要求，技术上是可行，安全上是有保证的，而且符合矿山建设的技术经济政策。方案初选是重要的，因最优方案是从初选方案中产生。最终方案

是否真正是最佳方案，关键问题之一是初选方案的全面程度。

2．技术经济分析　如初选方案较多，在进行最终的方案比较前，应先作技术经济的初步分析，删去有明显缺点的方案。这时并不作详细的技术经济计算，仅需概略地计算其工程量及用扩大指标对方案的经济效果进行分析。如果经初步分析即可选定最优方案，则不必进行第三步。但经常是进行方案比较的。

3．技术经济比较，确定最优方案　如初步分析后，仍有二、三个方案难分优劣，则需进行详细的技术经济计算，求出反映方案经济效果的指标，再作全面的技术经济分析比较，最后确定方案。在进行开拓方案选择的技术经济比较时，经常参与比较的指标有：基建投资、年经营费、投资效果指标（投资差额返本期、贴现率或净现值）、投产和达产时间、占用农田面积、职工人数及劳动生产率、资源利用情况以及考虑设备来源、安全和劳动条件等。

参与比较的指标的可靠性，对最终选定方案有较大影响。进行比较时如选用扩大指标，则首先要求所选用的指标一定要符合建设项目的技术经济条件；其次，所选用的指标应是可比的，即来源与时间应是一致的。如采用设计与生产、计划与实际等来源不同的指标，或采用不同时间的指标，应充分考虑其特点，予以修正。一般来讲，投资是按概算方法计算，经营费是按成本计算方法计算。

选择开拓方案时的技术经济综合分析比较是一项极为重要、细致的工作，要求正确处理整体与局部、长远与近期、基建与生产、技术与经济等不同方面的关系，对不同方案的优缺点，要作全面的分析，善于抓主要矛盾，切忌主观、片面。

第二节　开拓方案选择实例

现以江苏某铁矿二期工程设计中的开拓方案选择为例，说明开拓方案技术经济比较的步骤与方法。

一、原始条件

1．地质条件　该矿区属丘陵平原地区，地区一般标高为15～30m，比高在100m以内；山形坡度较缓，一般在20度以内。该矿床属于矽卡岩型矿床，是一个大盲矿体，埋藏于－36m～－490m之间；主矿体平面投影为椭圆形，投影面积0.64km^2，剖面呈透镜状，长1200m，宽850m；平均厚度147m，最厚达292.5m；矿石类型为磁铁矿、假象赤铁矿、菱铁矿；储量为3.1亿t。存在年限约为50a。

矿床顶板岩石为以高岭土化安山岩为主，其次为矽化安山岩；底板岩石多为辉石闪长岩；矿石硬度系数$f=10\sim12$，安山岩$f=2\sim7$，辉石闪长岩$f=6\sim8$。除高岭土化安山岩稳定性差外，一般属于中等稳定，底板及矿石均属稳定的矿岩。

矿床水文地质类型为裂隙承压水。在一期工程施工时，涌水量较大，达100m^3/h，阶段平巷施工后，上部矿体很快疏干。

2．一期开拓工程简述　该矿分两期开发。一期工程年产量为250万t/a已建成，在－200m水平已形成250万t/a年的生产能力。在一期工程中共掘进了四个井筒：主井、副井和两个通风井（东南风井和西南风井）。主井在矿体崩落界线以外的东部，$\phi=5.5$m，内设26t单箕斗，安装3×6型多绳提升机。在北部设$\phi=5.5$m的副井，内装双罐。风井直径亦为5.5m。

在主井附近建设了矿仓，引进专用线，均按500万 t/a建成。矿山工业场地已建成、位于主副井之间，亦是按500万t/a考虑的。生活区已建成。水、电均已按500万 t/a的需要引到矿山。

采用的采矿方法为无底柱分段崩落法。

矿体情况及一期工程的开拓系统可参见图8-1及8-2。

3．二期设计任务　设计任务书规定：二期设计任务为250万 t/a。根据设计院上报，上级主管部门批准，在二期工程中引进铲运机及汽车等自行柴油设备：ST-8A 铲运机约42台，25 t 自卸卡车10台，3～5 t 送油车 2 台，3～5 t 杂用车 4 台；以及18HR 型电动蟹爪式岩机 4 台。

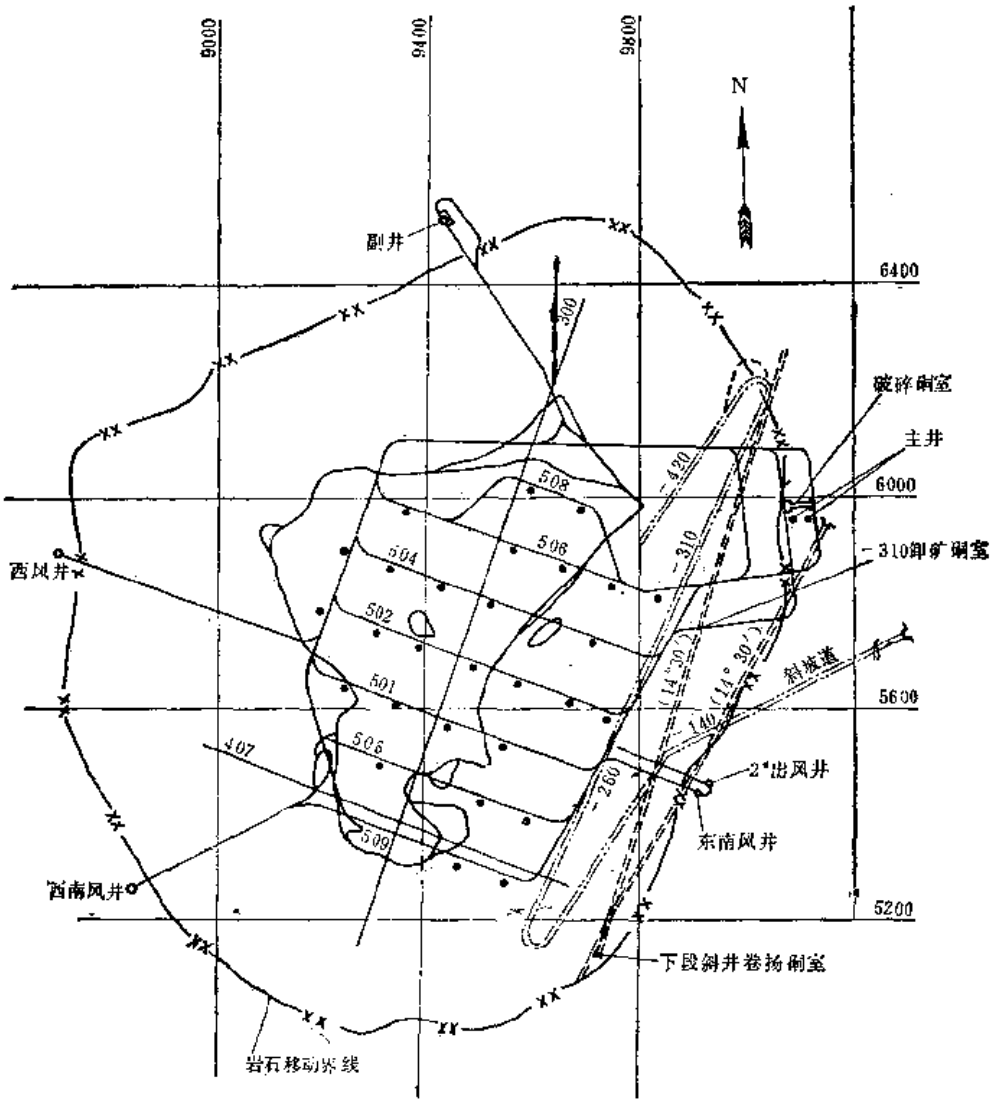


图 8-1　某铁矿二期竖（斜）井开拓方案平面图

二、参与比较方案简述

由于在一期工程期间已形成了250万 t/a的生产能力，地面设施及生活区已就绪，故二期工程只能在一期工程基础上扩建，尽量利用原有场地方为合理。虽然目前矿石运输方向

与外区方向相反，但铁路、矿仓、工业场地均已按500万t/a建成，故不考虑分散布置场区即在西部或西北方向再布置一套场区的方案。

在这样的基础上，二期开拓方案有竖井箕斗提升方案及皮带斜井提升方案两种，两方案的示意图如8-1及图8-2。

1．竖井开拓方案　在现有主井附近25m处，开凿一个净直径为7m的竖井，井深约为532m。采用3.5×6型多绳提升机和20t双箕斗提升矿石。并在同一井内安装1.8×4型多绳提升机和0.25m³矿车单层单罐提升井底粉矿和辅助提升人员。在主要水平(－310m，－420m）的卸矿点处各设一个粗碎硐室，内装2台SP-900型旋回破碎机，在东南井附近25m处，开凿一个净直径约5.5m的2号出风井，井深约为367m。在矿体西部开凿一个净径为6.5m的入风井，井深约为46.5m。进风井为副井、西风井、西南风井，出风井为两个东南风井。为了运输自行设备，以机修厂与选矿厂间为出口，开凿一条坡度为12°的斜坡道，全长4000m，净断面为18.76m²。

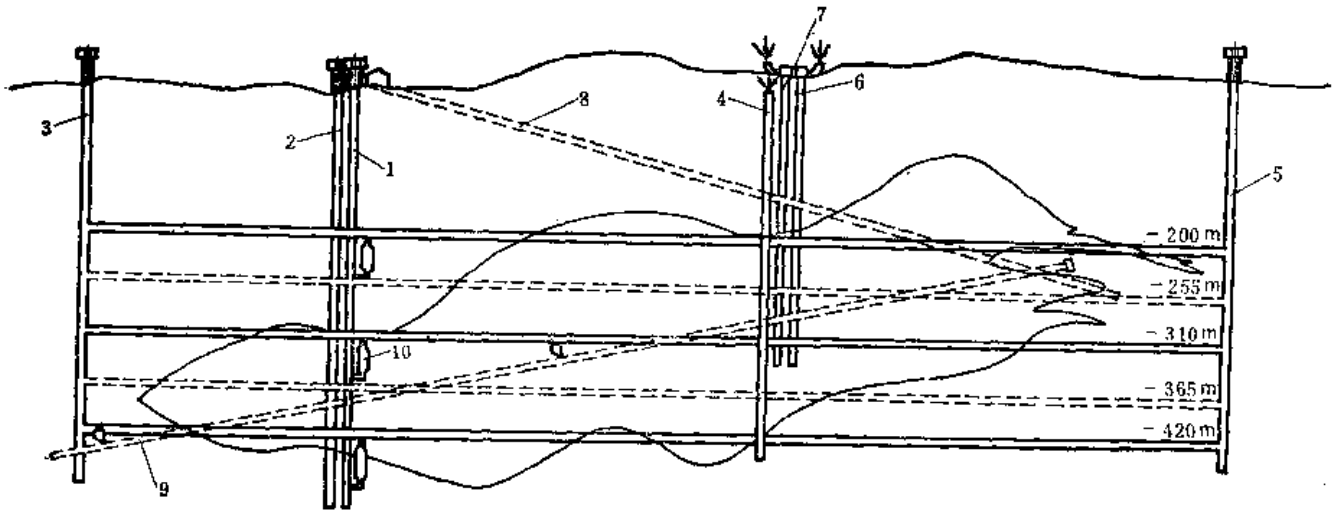


图 8-2　某铁矿二期竖（斜）井开拓方案纵投影图

1—1号主井；2—2号主井；3—副井；4—西风井；5—西南风井；6—东南风井；7—2号出风井；8—上段斜井；9—下段斜井；10—地下破碎硐室

2．斜井开拓方案　工业场地与第一方案相同。在现有主井附近，在矿体下盘开凿一倾角为14°38′的斜井。斜井分上下两段，上段由地表到－200m，下段由－200m到－420m，全长2290m；斜井掘进断面为27.08m²，净断面为23.15m²，采用钢绳皮带运输机运输矿石。皮带宽1000mm，用4m戈培式卷扬机拖动。为了用皮带运输矿石，将中碎移到井下，地下破碎硐室中安装一套粗碎和一套中碎设备。为了运输自行设备，将检修道的设备能力加大，在斜井口处设一个3m的辅助提升机，用来下放和提运自行设备以及进行皮带斜井的检修。

需新开的新风井和通风方案与第一方案相同：开一条西风井及一条东南风井。

三、开拓方案的技术经济比较

1．两方案的参与比较项目的投资（表8-1）

2．两方案的年经营费比较表（表8-2）

3．两方案的经济比较指标（表8-3）

投 资 比 较 表

表 8-1

序号	项目	单位	竖井开拓方案			斜井开拓方案		
			数量	单价（元）	金额（万元）	数量	单价（元）	金额（万元）
一	井巷工程							
1	2#箕斗井（$\phi_{净}=7m$，$\phi_{掘}=7.9m$混凝土厚450mm，$S_{净}=38.465m^2$，$S_{掘}=49m^2$）	m	532	5679	302.12			
2	钢绳皮带斜井（$a=14036$，$S_{净}=23.15m^2$，$S_{掘}=27.08m^2$，混凝土厚300mm）	m^3				62013	136.26	844.99
3	皮带卷扬机硐室（混凝土厚300mm）	m^3				2000	93.37	18.67
4	皮带机尾硐室（混凝土厚300mm）							
	-200m	m^3				131.3	93.37	1.23
	-420m	m^3				131.3	96.81	1.27
5	辅助提升机硐室（混凝土厚300mm）	m^3				1200	93.37	11.20
6	-310m石门和井底车场							
	单线（$S_{净}=7.7m^2$，$S_{掘}=9.36m^2$，混凝土厚250mm，混凝土轨枕，38kg/m轨）	m^3	5148	98.16	50.53	6739	94.38	63.60
	双线（$S_{净}=15.5m^3$，$S_{掘}=19.9m^2$，混凝土厚300mm，混凝土轨枕，38kg/m轨）	m^3	5970	99.04	59.13	3980	95.22	37.90
7	-420m石门和井底车场							
	单线（同上）	m^3	5184	100.33	51.65	8143	89.06	79.85
	双线（同上）	m^3	6507	101.22	66.47	3980	98.73	39.30
8	斜坡道（12%，$S_{净}=15.2m^2$，$S_{掘}=18.76m^2$，混凝土厚300mm）	m^3	75040	142.72	1070.97			
9	联络道（$S_{净}=15.2m^2$，$S_{掘}=18.78m^2$，混凝土厚300mm）	m^3	12194	84.25	101.89	12006	83.21	99.90
10	井下破碎硐室							
	-310m破碎硐室：粗碎（混凝土厚500mm）	m^3	12455	113.67	141.58			
	粗碎加中碎（混凝土厚500mm）	m^3				16400	1029	179.89
	-420m破碎硐室：细碎（混凝土厚500m）	m^3	12455	116.19	144.71			
	粗碎加中碎（混凝土厚500mm）					16460	113.31	186.51
	小 计				1989.05			1564.31
二	地面建筑工程							
1	箕斗井井塔	座	1		50.000			
2	皮带卷扬机房	座				1		3.50
3	卸料仓	座				1		9.40
4	井口皮带通廊及转运站	座				1		6.10
5	辅助提升卷扬机房	座				1		1.56
6	中破碎车间扩建	座	1		10.90			
	小 计				60.90			20.56
三	设备及安装							
1	3.5×6多绳提升设备（20 t 双箕斗）	套	1		154.03			
2	1.8×4多绳提升设备（0.75m^3矿车，单罐）	套	1		29.14			
3	电动桥式起重机（$Q=30t$，$L=13.5m$）	台	1		9.13			
4	电梯（0.5t，$H=50m$）	套	1		4.00			
5	钢绳皮带传动装置	台				2		106.80
6	胶带（$B=1000mm$）	m				4310		121.76
7	钢绳（$\phi=47.5mm$）					9840		15.00

续表 8-1

序号	项目	单位	竖井开拓方案			斜井开拓方案		
			数量	单价（元）	金额（万元）	数量	单价（元）	金额（万元）
8	尾绳轮组					2		16.80
9	尾部拉紧装置				8.80	2		3320
10	卸矿设备							1583
11	电力装备				115.76			167.55
12	破碎部分设备				19.47			17.00
13	斜井辅助提升设备					1		39.33
14	其它设备				4.00			9.60
15	运杂费及安装费				27.55			43.42
	小计				371.88			586.28
	合计				2421.83			2171.15

年经营费比较表 **表 8-2**

序号	项目	金额（万元）	
		竖井方案	斜井方案
1	动力：电	75.60	78.00
2	胶带		25.86
3	钢绳	3.50	10.00
4	箕斗	6.00	
5	其它材料	1.67	6.33
6	生产工人工资及附加工资	1.78	3.50
	年经营费合计	88.55	123.69

两方案的经济比较指标汇总表 **表 8-3**

序号	项目	单位	Ⅰ方案（竖井方案）	Ⅱ方案（斜井方案）	Ⅱ比Ⅰ的差值
1	投资	万元	2421.83	2171.15	−250.68
	其中：				
	井巷工程	万元	1989.05	1564.31	−424.74
	地面建筑	万元	60.90	20.56	−40.34
	设备及安装	万元	371.88	586.28	+214.40
2	年经营费	万元	88.55	123.69	+35.14
3	设备总重量	t	644.74	883.98	+239.24
4	井巷工程量	万元	16.21	13.42	−2.79

4. 技术经济计算　由于两方案在投资及年经营费上各有优劣，故须计算投资效果指标。

（1）静态法。在两方案投资与年经营费各有优劣时，计算投资差额返本期：

$$T=\frac{2421.83-2171.15}{123.69-88.55}=7.1\,\mathrm{a}>T_0=5\sim6\mathrm{a}$$

从静态法来看，由于投资差额返本年限大于额定返本年限，故投资小的斜井方案为好。

（2）动态法。按贴现法及净现值两种方法计算。

1）贴现法。

投资差：2421.83－2171.15＝250.26万元；

年经营费差：123.69－88.55＝35.17万元/a

求贴现率：

$$250.26[P\rightarrow R]_{50}^{i}=35.14$$

$$\therefore\quad [P\rightarrow R]_{50}^{i}=0.1402$$

求得$i=14\%$。

鞍钢静态收益率为15%，故可取基准收益率为12%。

因为14%＞12%，很明显，投资高、经营费低的竖井方案为最佳方案。

2）净现值法。取基准收益率为$i=12\%$。

第一方案竖井方案的净现值：

$$NPV(\text{Ⅰ})=2421.83+88.55[R\rightarrow P]_{50}^{0.12}$$

$$=2421.83+88.55\times 8.304=3157.19\text{万元}$$

第二方案斜井方案的净现值：

$$NPV(\text{Ⅱ})=2171.15+123.69[R\rightarrow P]_{50}^{0.12}$$

$$=2171.15+123.69\times 8.304=3194.12\text{万元}$$

$$NPV(\text{Ⅰ})<NPV(\text{Ⅱ})$$

由于投资与经营费均为支出，故净现值小的第Ⅰ方案即竖井方案优越。

3）从动态法来看，不论是用贴现法还是用净现值均是竖井方案优越。

四、综合分析

（1）从投资效果来看，如用静态法，斜井方案为最佳方案；如用动态法，则竖井方案为最佳方案。很明显，动态法考虑到时间因素，更全面，更科学，故从经济效果上来看，竖井方案优越。

（2）矿山现有为竖井，在管理上已有经验。如果使用斜井又多一套新设备，斜井虽有连续运输等优点，但同时使用两种设备在管理上及维修上均不方便。如果一期工程为斜井，且在西一西南方向，二期工程采用斜井尚有一定优越性。由于一期工程已建成，故从管理角度来看，竖井方案优越。

（3）斜井方案设备总重量比竖井方案多200余吨。

（4）竖井井巷工程比斜井方案多3万m^3，这是竖井方案的较大的一个缺点，但同时多一条斜坡道，对自行设备有利。

（5）综合上述，最后推荐采用竖井方案。

第九章　采矿方法选择

第一节　损失贫化对企业经济效果的影响

一、损失对经济效果的影响

矿石损失所带来的经济损失，往往不被人们所重视，但它不仅是国家资源的永久损失，而且对企业本身的经济效益亦产生不良影响。

1．对产品成本的影响　如矿山在某段时间里矿石损失增加，其结果必然使成本提高。

开采不同阶段时所造成的损失，因其已消耗的费用不同，对成本的影响亦不同。生产探矿、采准和切割所开掘的巷道的费用，一般均按月摊到矿石成本中去。在各开采阶段中所圈定的矿体中造成的损失越多，摊销到每吨矿石中的费用愈高。放矿前发生的损失，会使分摊到每吨采出矿石中的落矿等费用亦会提高。但因巷道费用是摊销的，探矿、采准矿块与回采矿块在空间上有距离，矿块的采准与回采在时间上有距离，故不易看出损失对成本的直接影响，有时被企业所忽视。其实这一影响是完全可以从万吨采出矿石的采掘比中看出。提高矿石回收率会使万吨采出矿石的采掘比下降。

2．对矿山总利润的影响　矿石的损失对矿山总利润的影响较为明显。即令损失对每吨矿石的利润较小以致忽略时，总利润D_Q亦受较大影响：

$$D_Q = dA[R \rightarrow P]_i^n \tag{9-1}$$

而

$$n = \frac{QK}{A(1-\rho')} \tag{9-2}$$

式中　n——矿山存在年限，a；

d——每吨矿石的利润，元/t；

A——矿石年产量，t/a；

Q——矿石储量，t；

K——回采率，%；

ρ'——废石混入率，%；

i——基准收益率，%。

矿石损失对总利润的影响主要表现在存在年限n的缩短。但对年利润发生的影响较小，故这个问题不易被企业所重视。

3．减少损失的意义　减少矿石损失有重要的经济意义。从企业本身来讲，减少损失会带来经济收益的；从国民经济角度来看，矿石损失是国家在矿床勘探费及建设企业的相关费用上的损失，同时更是国家资源的永久损失。降低损失的问题是一个极待重视的问题。

二、贫化对经济效果的影响

1．贫化对企业利润的影响　贫化对企业的经济效果的影响较大。

（1）对单位产品利润的影响。贫化率的增大，采出矿石品位下降，因而每吨精矿所需的矿石量增加，从而使精矿成本c_j提高：

$$c_j = \frac{1}{\gamma_{jg}} u_k$$

式中 u_k——每吨矿石的开采加工费，元/t；

γ_{jg}——精矿产出率，%。

$$\gamma_{jg} = \frac{\alpha(1-\rho)}{\beta}\varepsilon_x$$

式中 α——矿石品位，%；

β——精矿品位，%；

ε_x——选矿回收率，%。

$$\therefore \quad c_j = \frac{\beta}{\alpha(1-\rho)\varepsilon_x} u_k \tag{9-3}$$

而精矿利润d_j为：

$$d_j = p_j - c_j$$

式中 p_j——精矿价格，元/t。

从而可以看出贫化率ρ严重地影响企业的单位产品利润。

（2）对年利润的影响。贫化不仅会使单位产品的成本发生变化，使单位产品的利润下降，而且还影响产品的产量，以精矿而论，会使精矿产量A_j下降：

$$A_j = \gamma_{jg} A_k$$

式中 A_k——矿石年产量，t/a。

将γ_{jg}代入后，得：

$$A_j = \frac{\alpha(1-\rho)}{\beta}\varepsilon_x A_k \tag{9-4}$$

一般选矿厂的处理能力是一定的，日处理矿石量很难提高，因而贫化率的增加，势必使年产精矿量下降，这不仅使年利润下降，而且还有完不成精矿任务的可能。相反，如果减少贫化率，可以提高精矿产量，从而使年利润进一步增长。

2．贫化所造成的金属流失　贫化的主要原因是混入废石，而选矿时尾矿均带有一定品位，即混入的废石会带走一定的金属。贫化率愈高，从尾砂流失的金属亦会愈多。

从理论上来讲，可以认为选矿后尾砂品位不变，均为技术上可能达到的最小值，此时选矿回收率ε_x为：

$$\varepsilon_x = \frac{\beta(\alpha' - \alpha_w)}{\alpha'(\beta - \alpha_w)} \tag{9-5}$$

式中 β——精矿品位，%；

α'——采出矿石品位，%；

$$\alpha' = (1-\rho) \tag{9-6}$$

α_w——尾矿品位，%。

从式9-6及式9-5中可以看出，贫化率ρ的提高，使采出矿石品位α'下降，从而使选矿回收率ε_x下降。

以金矿为例，无论采出矿石品位是多少，一般常见的尾砂品位为0.5g/t，故每混入一吨废石即带走0.5g黄金，损失24元。

显然，那种认为混入废石不会影响金属回收率的说法是不正确的。

第二节　采矿方法选择

正确地选择采矿方法，对矿山的安全生产，提高矿石产量，改善矿石质量，降低矿石损失、提高劳动生产率和降低成本等方面，均有重大的影响。

从我国矿山建设的经验教训来看，在初步设计中正确地选择采矿方法是很重要的，尤其是对矿山企业能否及时达产是起着决定性的作用。我国有几座矿山，由于在设计中采矿方法选择不当，投产后立即需要组织科研院所进行采矿方法攻关。亦有采矿方法选择是正确的，但在生产的第一个阶段却不完全适合。例如在中等稳固以上的围岩条件下，使用无底柱分段崩落法时，第一个阶段放顶困难，不易达产。如果第一个阶段改用垂直中深孔落矿的阶段矿房法，则可顺利回采第一阶段，并形成覆盖矿岩层；第二、三阶段再使用无底柱分段崩落法即可确保良好的技术指标，而且回采设备亦可相同。

采矿方法的选择与设计，除在矿山企业建设之前，由设计部门完成外，在生产过程中，往往需要改变设计所推荐的采矿方法。例如，当矿床揭露得更加清楚，或发现新矿体，或深部阶段地质条件发生变化时，就需要重新选择更为适用的采矿方法。此外，随着国民经济的发展，机械化程度的提高，矿山的采矿方法亦相应地发展、改进。在生产矿山中，每个矿块在开采之前，均须做出矿块的采矿方法单体设计。所以，采矿方法选择与设计，也是生产矿山的一项经常性的工作。

一、对采矿方法的基本要求

我们所选择出的采矿方法，应满足下列五点要求：

1．工作安全　工作安全是我们选择采矿方法时首先要考虑的条件。在选择与设计采矿方法时，应充分考虑工人的劳动条件和安全生产。在地质条件很不利的情况下，如果正确地选择采矿方法，合理确定参数，周密采取措施，可使不利因素向有利方向转化，可以确保生产工作的安全。相反，地质条件再好，如果采用的采矿方法不当，参数不合理，安全措施欠周密，仍可能发生各种事故。所以，劳动条件与生产安全与否，在很大程度上取决于设计者对客观事物的认识程度。

2．满足国民经济对矿石产量的要求　这项要求是选择、设计采矿方法时必须满足的。矿山设计的产量，必须保证完成。采矿方法不同、同时开采的阶段数且不同，阶段内可能布置的矿块数及矿块数不同，生产能力亦大不相同。所以，选择出的采矿方法与完成产量之间是密切相关的。一般是以一个回采阶段即可满足产量，来做为选择采矿方法的标准。

3．满足加工部门对矿石质量的要求　选矿或冶炼工艺对矿石的质量是有一定要求的。例如，开采平炉富矿，不能使贫化率过高和粉矿过多，应尽量提高纯矿石回收率，以求矿石可以直接进入平炉。在一般情况下，亦应尽量减少贫化，使加工部门获得高质量的矿石，提高技术经济效果。所以，在选择采矿方法时，一定要充分考虑贫化率指标。

4．合理地利用地下资源　矿山开采过程中，矿石损失的多少，主要取决于所选用的采矿方法、开采顺序及地质勘探程度等因素。在确定开采顺序及选择采矿方法时，一定要

坚持“贫富兼采、厚薄兼采、大小兼采”的原则，以求合理地利用国家地下资源。对富矿，镍、铬等有色金属及贵重金属矿石的开采，要尽量选择回收率高的采矿方法。

5．良好的经济效果　在选矿采矿方法时，一定要考虑经济效果，应尽量采用高劳动生产率及低成本的采矿方法。这时除了考虑采矿过程的经济效果外，尚须考虑国民经济和企业（选矿、冶炼等）的整体经济效果。例如，采矿车间降低了贫化率，采矿成本虽略有提高，但却使选矿车间精矿成本下降，对整个企业来讲，是提高了经济效果。同样，高炉富矿的品位提高了，对炼铁大为有利。

二、选择采矿方法时所需考虑的因素

在选择采矿方法时，所需考虑的因素有两个方面：地质条件和开采技术经济条件。

1．地质条件　矿床的地质条件是确定采矿方法的主要因素，在选择采矿方法时，一定要首先详细研究地质条件。地质条件可从下列几个方面来分析：

（1）矿石及围岩的稳固性。这是一项直接影响地压管理方法和矿块构成要素的因素，它对确定采矿方法起着极为重要的作用。

很明显，当矿石与围岩均稳固时，可以采用各种采矿方法，无论是空场法、充填法，还是崩落法均可使用。如果矿石稳固，围岩很不稳固时，使用空场法时上盘岩石有冒落的危险，这时如采用崩落法、充填法则较为有利。相反，如果矿石的稳固性较差，而围岩稳固时，其它条件（如矿体厚度、倾角等）又适合，则采用像阶段矿房法、分段法等，往往也可能十分有效。因为这些采矿方法，可以避免直接在较大的矿石暴露面下工作。如果矿石和围岩均不稳固时，则须采用崩落法，或下向分层充填法。

所谓稳固性，是指允许的暴露面积的大小和暴露时间的长短而言。暴露面积的大小是和露出时间的长短有关：缩短暴露时间，可以适当加大暴露面积。所以，采用强化开采的手段，缩短暴露时间，或采用深孔（中深孔）落矿，减小工作面的暴露面积，来开采不够稳固的矿石，会取得良好的效果。

（2）矿体产状。这主要是指矿体倾角、厚度以及形状等。

矿体的倾角主要影响矿石在矿块内的运搬方式。倾角对矿石运搬的影响。还与矿体厚度有关。只有矿体倾角大于50°时，才有用自重运搬的可能；而采用浅孔留矿法时，倾角则应在55～60°以上。但矿体厚度较大时，就不受这些限制。这时可以开掘下盘漏斗，使矿石仍可用自重运搬。当矿体倾角不够大，如在30～45°左右，在其它条件允许时，可以考虑爆力运搬。而矿体倾角在30°以下时，使用采场电耙运搬，往往是有效的办法。当采用崩落采矿法而矿体倾角又小于60°时，则应考虑开凿下盘漏斗，以减少下盘损失，提高矿石回收率。

矿体的厚度影响矿块、分段的划分和采用分采或混采以及采用炮孔深度等问题。例如，当矿体厚度小于0.4m，如其它条件适合，可以考虑使用削壁充填采矿法。又如，矿体厚度较薄，如不超过5m，采用中深孔或深孔落矿的采矿方法，是不够合适的。

矿体的几何形状，对于选择采矿方法亦有一定影响。有些方法，如充填法，在开采形状不规则的矿体较为容易。相反，一些深孔落矿的采矿方法，开采不规则矿体时，会造成较大的损失和贫化。又如底盘变化大的矿体，采用浅孔留矿法易产生矿石损失；但如果底盘平正，上盘倾角有变化，使用留矿法是完全可以的。

矿体赋存深度很大时，对选择采矿方法亦有影响。当赋存深度超过600～700m以上，

地压过大，不宜采用空场法，而采用崩落法和充填法为宜。

（3）矿石的金属成分和品位以及围岩中的矿物成分。对于国家急需的金属，在选择采矿方法时，除满足其他条件外（如矿山其它生产环节的通过能力不受限制时），应尽量提高产量。但对国家稀缺或贵重金属，则必须同时提高回收率，即宁可提高一些成本，也要更多地回收资源。例如，为了发展我国的钢铁，在设计铁矿床的采矿方法时，如果运输、提升以及地表运输、选矿的生产能力可以提高，与回收率、成本等指标相比，开采强度应是一项起主导作用的因素。但在开采我国目前较为缺少的金属（如铜、铬、镍等）及贵金属（如金），则应将回收率放在首位。

如果围岩含有品位，选择贫化率较高的采矿方法（如分段崩落法）较围岩无品位时优越。当围岩的矿物成分对选矿不利时，则应选用贫化率小的采矿方法。

在矿体内含有废石夹层时，则须考虑分采问题；如果夹层较厚，须选取可以分采的采矿方法。

（4）矿石和围岩的自燃性、结块性和氧化性。当开采硫化矿时，须充分考虑有无自然发火问题。高硫矿床发生火灾的可能性最大。但含硫在18～20%的硫化矿，也有自燃的可能性。因此某些采矿法如落矿后的矿石在采场停放时间较长的浅孔留矿法、阶段崩落法等，在此类矿床中不宜采用。

开采含硫较高矿床，崩落后的矿石有时易结块或氧化；含有高岭土的矿床，崩落后的矿石遇水亦易结块。开采这类矿床须充分考虑放矿时的堵塞问题，不宜选用浅孔留矿法、阶段崩落法等在矿石采场堆放时间较长的方法。

2．矿床开采技术经济条件　矿床开采技术经济条件主要为：地表崩落的可能性、设备及材料的供应情况、加工部门（选矿、冶炼）对矿石质量的技术要求、企业的规模，管理水平等。

（1）地面崩落的可能性。这一因素直接影响空区的处理方法。很明显，如果矿床的崩落范围内有河流、森林、铁路或重要建筑物时，是不能使地面崩落，从而不能采用崩落法和采后崩落采空区的空场法。此时，应使用胶结充填法；当矿体不厚或赋存较深时，可采用水砂充填法，或在厚矿体中留有一定数量的矿柱和同时充填采空区等方法，使地面不下沉、不陷落。

（2）技术装备和材料供应。选择某些需要大量特殊材料（如水泥、木材）的采矿方法时，须事先了解这些材料供应的可能性。在选择采矿方法时，要尽量不用或少用木材，如尽量少采用或不用壁式崩落法、分层崩落法等方法。在选用胶结充填法时，须考虑水泥、充填料的来源。同样，用水砂充填法时，亦须考虑尾砂使用的可能性和在该地区内开采充填料的问题。

设备问题也是一样。如选用了无底柱分段崩落法时，就得事先了解铲运机、装运机及凿岩台车等能否供应。同样，在选用深孔采矿方法时，只有得到深孔钻机后，才能实现。

（3）加工部门对矿石质量的技术要求。这主要是指选厂、冶炼厂对矿石的块度、品级分级、矿粉含量、湿度等要求。

例如，对直接入炉的富铁矿，对块度是有一定的要求的，如果粉矿过多，则须重新烧结。矿石品位差别较大，尤其是矿物成分不同时，往往需要分级开采。如粘土矿有时在同一区段内有不同品级的粘土，或既有高铝粘土也有硬质粘土时，往往需要分采。这时不宜

采用像阶段矿房法、留矿法等不能分采的方法。

（4）采矿方法所要求的技术管理水平。中小型矿山尤其是地方小型矿山，设计采矿方法时，采矿方法所要求的技术管理水平是必须予以考虑。如倾角为70～80°，厚度为6～8m的矿体，矿石及围岩均稳定的条件下，或使用浅孔留矿法或使用分段法开采。如系小型矿山，技术力量较薄弱，往往采用浅孔留矿法可收到较好的效果。因为浅孔留矿法，无论在采准布置上，还是在凿岩爆破技术上，均较分段法容易掌握。

当矿山采用不熟悉的采矿方法时，要积极地组织采矿方法的试验工作。只有取得经验后，才便于大面积推广新的采矿方法。采矿方法的工艺越复杂，这个试验的时间亦越长。

三、采矿方法选择

采矿方法的选择，是在深入地研究设计区段的地质条件和已有的井道工程，并且了解设备、材料的供应情况以及其它一些开采技术条件后进行的。一般地可以认为选择采矿方法分为三个步骤：（1）方法初选；（2）技术经济分析；（3）方案比较。但并非在所有的情况下，均需经过上述三个步骤，而往往是经过前两个步骤即可选定采矿方法。

1．方案初选　一般根据矿石及围岩的稳固性、矿体的产状、金属品位及其分布等地质因素及开采技术条件，即可选出可用的采矿方法。有时采矿方法直接即可选定，但有时在初选过程中，选出2～3种可以采用的采矿方法。这时须进一步作技术经济分析方能确定最佳方案。

2．技术经济分析　技术经济分析是在初选时确定2～3种方案后，再按矿山具体条件，估算或按类似矿山经验选取几项指标，进行综合分析选优。经常用的指标为：劳动生产率、矿块生产能力、采准工作量、主要材料消耗（坑木、炸药及其它特殊材料），矿石的损失及贫化等。在分析对比过程中，要抓住在具体条件下，起主导作用的因素。其一是某项指标的差值较大；其二是某项指标对该企业、该矿床起着主导作用。后者需要较为详细地研究地质、开采技术条件后，方能得出结论。例如，在开采平炉富矿时，或在围岩中含有对选矿不利的矿物时，贫化率指标往往起很主要的作用；相反，如果矿石须经过选矿，而围岩中又含有品位，这时贫化率则不是关键指标。又如对于贵重金属和稀缺金属的矿床来讲，矿石损失指标是一项重要指标；而对贫铁矿来说，这项指标的重要性就降低了，但此时生产能力、劳动生产率等指标，就显得突出。

在大多数情况下，经过这样的分析比较，即可确定采矿方法。

3．技术经济比较。采矿方法的技术经济比较是在2～3个技术上可行的、在经济上经过技术经济分析仍看不出优劣的方案基础上，作详细的设计，计算出其经济效果指标，再综合其他技术因素，最终确定一种采矿方法。这种比较往往是参与比较的方案所涉及的因素较多，经常是需要比较投资或需要计算相关费用后，才能得出最终的经济效果指标。如某铁矿为高炉富矿，可用分段崩落采矿法或阶段矿房采矿法。崩落法的矿石成本低，劳动生产率高，但贫化大，矿石全部需经选矿后方能利用。用阶段矿房法时，矿房内矿石贫化率低，这部分矿石可直接入高炉；矿柱回采时贫化率高，须经选矿，故选矿厂的规模要比使用崩落法小，投资可少些。但由于崩落法采出矿石全部经选厂，入高炉的品位要比不经选厂的高，从而高炉的利用系数好，焦比少，对冶炼有利。在这样情况下，难以用几项采矿方法指标来判断其优劣，而需要作详细的技术经济计算，找出最终产品的经济效果指标，再综合分析其他技术因素，才能最终选出合理的采矿方法。

经济比较是一项综合分析比较的方法，参与比较的主要指标是经济指标，同时亦需综合分析有关的技术指标。

经济指标有：矿石成本、最终产品成本（精矿成本或金属成本）、单位产品利润、年利润、投资额及投资效果指标。

在经济比较中，使用成本指标一定是要在产品的质量与数量相同时，方能参与比较。如采出矿石质量与数量相同，可以用矿石成本比较；精矿的品位与产量相同，可以用精矿成本比较。产品的质量与数量不同（如采出矿石品位不同、精矿产量不同）可用利润指标比较。一般是按矿山企业的最终产品——精矿利润来比较。如精矿品位相差较大，影响冶炼金属量时，需按金属的年利润计算。在参与比较的方案中，投资额如果有差别，例如选矿能力不同或选用的采装设备差别较大等等，则需求出投资效果指标参与比较。

技术指标主要是矿石损失率、贫化率、金属损失总量、主要材料（木材、水泥）用量、劳动生产率、矿块生产能力、地面状态、使用设备情况等。这些指标如果在参与比较的方案中有较大差异时，方参与综合分析。技术指标中有些亦反映到经济指标内，如材料消耗已反映到成本中去。由于这些指标还反映出社会效益，所以还应单独列出参与经济比较，进行综合分析。

由于参与比较的方案在技术上均是可行的，故仅在经济指标差别较小时，技术指标方起重要作用。一般均是以经济指标为主，综合分析各项指标来最终确定最优方案。

第三节　采矿方法选择实例

一、用技术经济分析确定采矿方法实例

1．地质条件及开采技术条件　某硼矿矿体为扁透镜状，共有四条矿体，矿体长度为300～500m左右。矿石为硼镁矿，品位为19%。矿石稳固性系数为8～12。上、下盘岩石为斜长角闪岩，稳固性系数为7～12。矿体平均厚度为12m，倾角51°～79°，平均65°。年产量为15万t/a；矿山技术力量较薄弱。矿石产品为B_2O_3>12%的块矿，合格块度为30～300mm；小于30mm的粉矿不应大于20%。地面允许崩落；阶段高度为50m。

2．采矿方法初选　根据矿床地质条件及开采技术条件，初选采矿方法为分段凿岩的阶段矿房法及水平深孔落矿的阶段矿房法。

分段凿岩的阶段矿房法的分段高度为10m，底柱12m，顶柱5.5m；采用双排漏斗的电耙巷道的底部结构。采矿方法结构及其参数见图9-1。用YG-80凿岩机凿垂直扇形中深孔落矿，最小抵抗线为1.6m；使用2DPJ-30电耙绞车出矿。

水平深孔阶段矿房法的底柱12m，顶柱7m，采用双排漏斗的电耙巷底部结构。采矿方法结构及其参数见图9-2。采用QZJ-100B钻机凿水平深孔落矿，最小抵抗线为3m。使用2DPJ-30电耙绞车出矿

上述两种采矿方法均适合开采急倾斜厚矿体，都具有工作安全、开采强度大、劳动生产率高、坑木消耗少、成本低等优点，需作技术经济分析来确定采矿方法。

3．技术经济分析　现将初选的两方案的技术经济指标汇总于表9-1中。

该硼矿系小型矿山，产量仅为15万t/a，故采场生产能力对该矿不是十分重要的问题。由于要求硼矿石的产品粒度较严，不许有较多的小于30mm的粉矿，水平深孔落矿的方案易产生大块及过粉碎（炸药消耗量亦大），不利于开采硼矿。硼矿石不经选矿直接卖出，

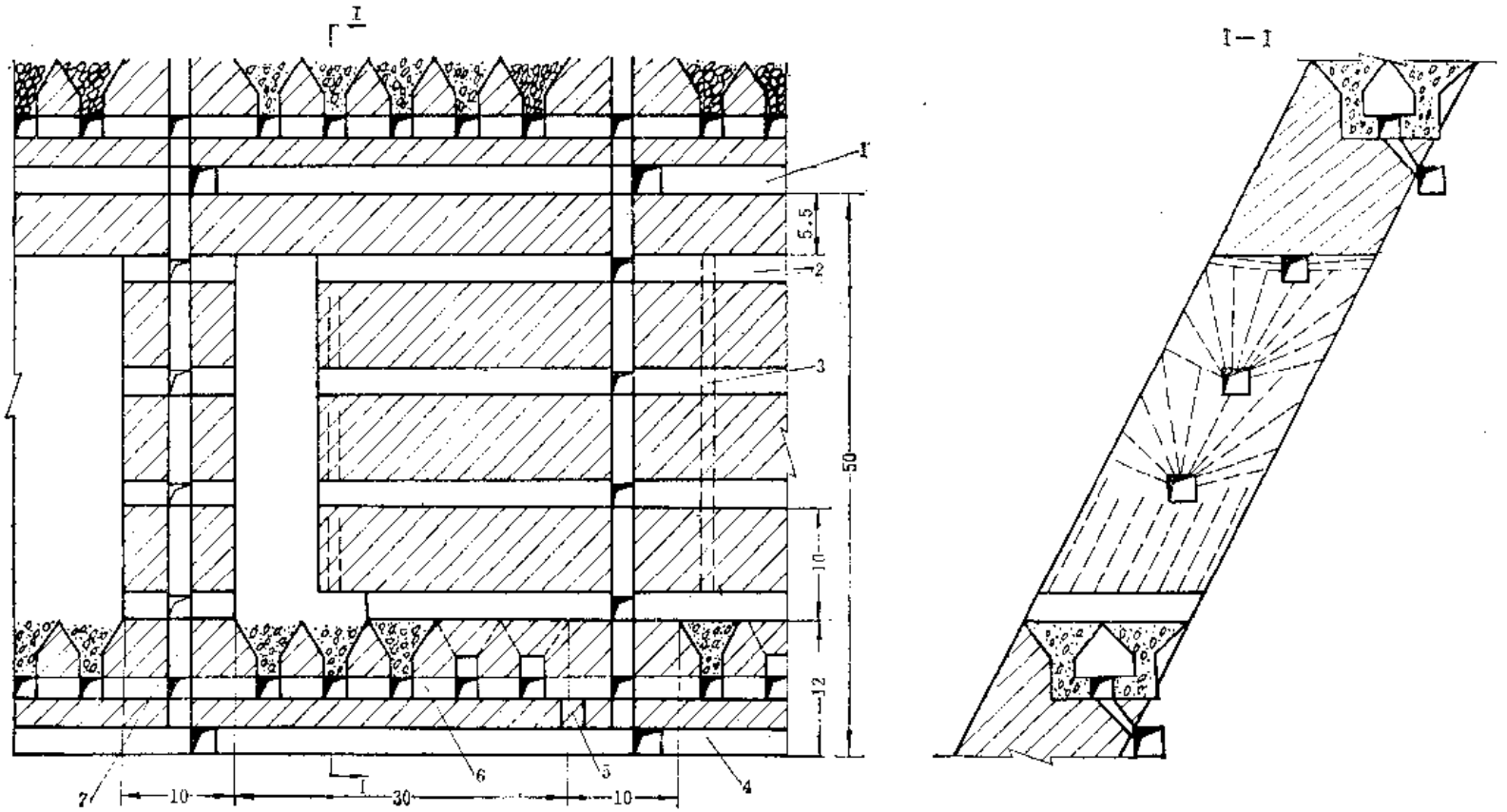


图 9-1　分段凿岩阶段矿房法结构图

1—回风巷道；2—分段巷道；3—切割天井；4—阶段运输巷道；
5—溜井；6—电耙巷道；7—人行天井

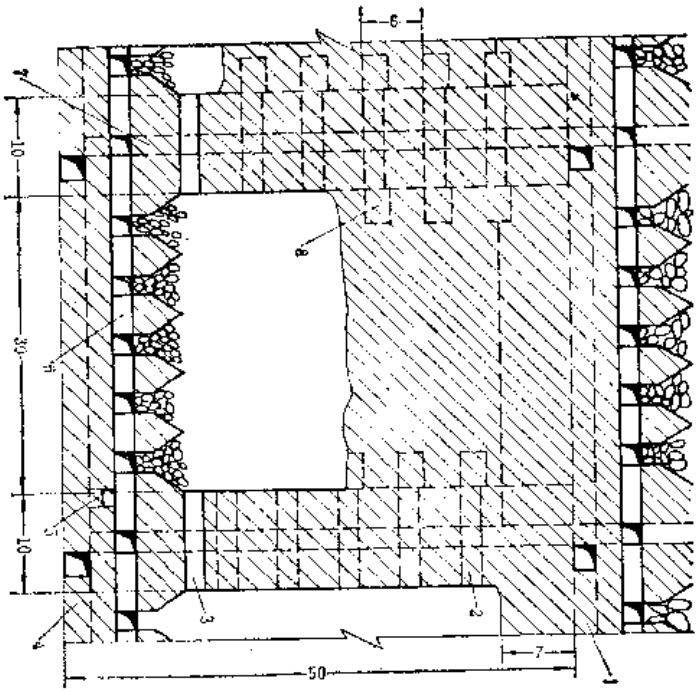


图 9-2 水平深孔阶段矿房法结构图

1—回风巷道；2—联络道；3—切割巷道；4—阶段运输巷道；
5—溜井；6—电耙巷道；7—人行天井；8—凿岩硐室

初选方案的技术经济指标 **表 9-1**

指　　标	单　位	分段凿岩阶段矿房法	水平深孔阶段矿房法
采场生产能力	t / d	150～200	180～220
工作面工人劳动生产率	t / 工班	20～30	40～60
采准比	m/kt	12～14	10～12
矿石损失率	%	14～20	16～22
矿石贫化率	%	10～15	15～20
炸药消耗量（一次、二次）	kg/t	0.5～0.6	0.6～0.7

产品的品位对企业的经济效益关系较大，每增加1%的矿石品位，每吨矿石可多销售5元。B_2O_5含量为15～16%的矿石销售价为75～80元/t。因此损失贫化指标对该矿床较为重要。综合上述，虽然分段凿岩的阶段矿房法的采准工作量大，劳动生产率较低和采场生产能力亦较低，但与水平深孔落矿阶段矿房法相比，分段凿岩阶段矿房法有损失、贫化低，大块率小，过粉碎少等优点。故最终选取分段凿岩的阶段矿房采矿法。

二、技术经济比较确定采矿方法实例

1．地质条件　某一大型铁矿，矿体为透镜状。矿床赋存在距地面约100m 以下，矿体长度1200m，宽850m，水平面积为0.64km^2，延深400m，矿体倾角近于90°。矿石硬度系数f=10～12；上盘为局部高岭土化的安山岩，稳定性较差，f=4～6；下盘为f=6～8的稳定性较好的辉长闪长岩。上部富矿（品位在50%以上）较多，但含硫较高；下部贫矿较多。地表为丘陵及稻田。设计产量初期为250万t，后期为600万t。

2．方法初选　根据产量高，矿体厚度大，走向方向短，矿石坚固，围岩稳定性差的特点，可以采用分段崩落法和留有走向矿柱的阶段矿房法。但留有走向矿柱的阶段矿房法的矿房储量占矿块储量的50%以下，回采矿柱的损失较大，而且在围岩不稳定的条件下，管理工作较为复杂，虽然回采矿房时纯矿石回收率较崩落法高，但因富矿中含硫高，仍须选矿，故对该矿共优点不明显，更又无其它特殊的优点，故删去阶段矿房法。

在崩落法中可用有底柱的分段崩落法或无底柱的分段崩落法。有底柱分段崩落法的优点是：在国内有较为成熟的经验，设备为定型产品，某些方案的纯矿石回收率较无底柱分段崩落法高。无底柱分段崩落法的优点在于采准简单，可使用装运机及凿岩台车，机械化程度高、工效高，但动力消耗较大，矿山对使用新型设备及工艺的经验较少，通风条件较差。

对这两方案经初步的分析对比，无法确定优劣，须作技术经济比较。

采用有底柱的分段崩落法时，阶段高度为70m，矿块长度40m，宽度24m，分段高为35m；使用YQ-100钻机，用水平深孔落矿，55kW电耙出矿。方案结构见图9-3。

如采用无底柱分段崩落法时，阶段高度为70m，分段高度10m，进路间距10m。菱形布

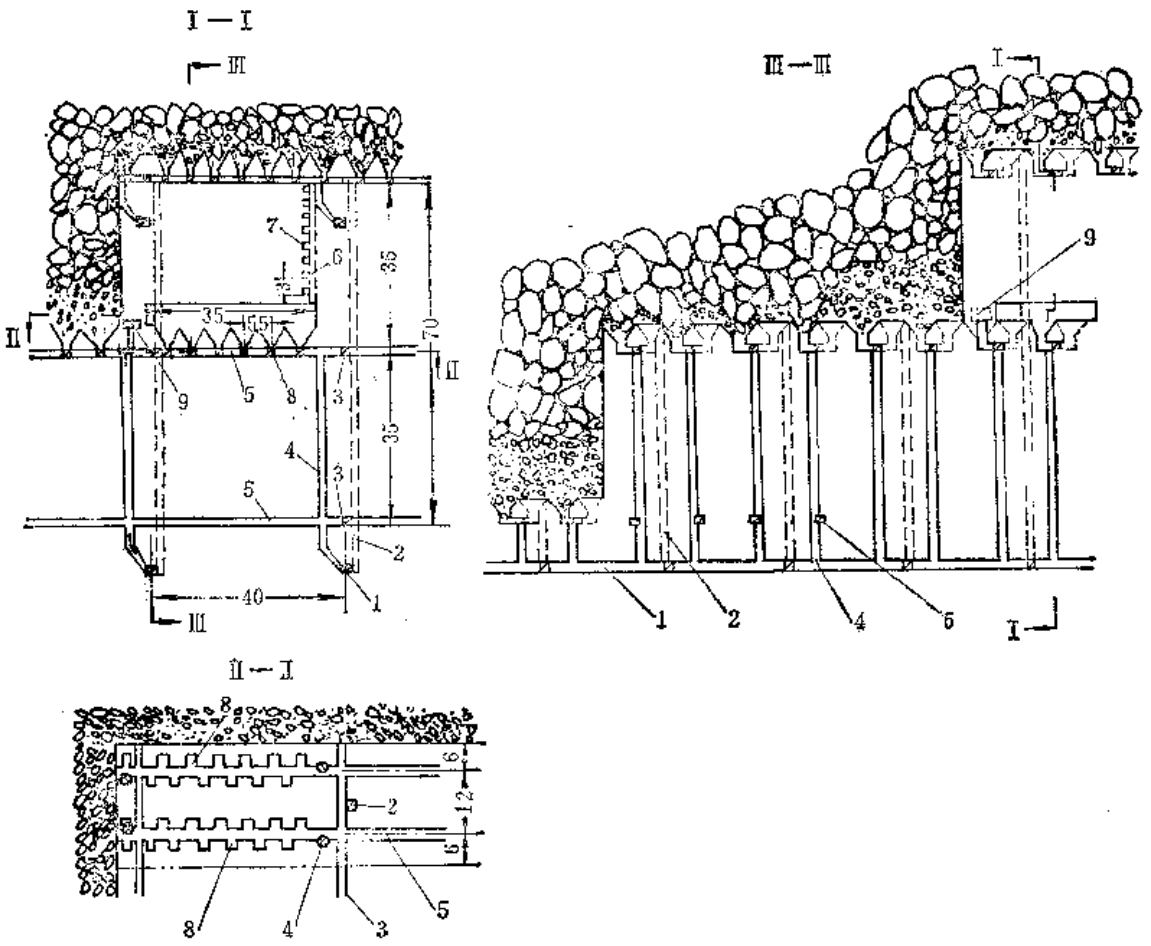


图 9-3　水平深孔分段崩落法

1—阶段运输穿脉巷道；2—天井；3—电耙巷道联络道；4—放矿溜井；5—电耙巷道；6—凿岩天井；7—凿岩峒室；8—漏斗穿；9—临时矿柱凿岩巷道

置，矿块长度60m，宽50m。每一个矿块内设有一个溜矿井及一个人行天井。落矿用CZZ_1-700台车凿岩，出矿用ZYQ-14装运机；其结构见图9-4。

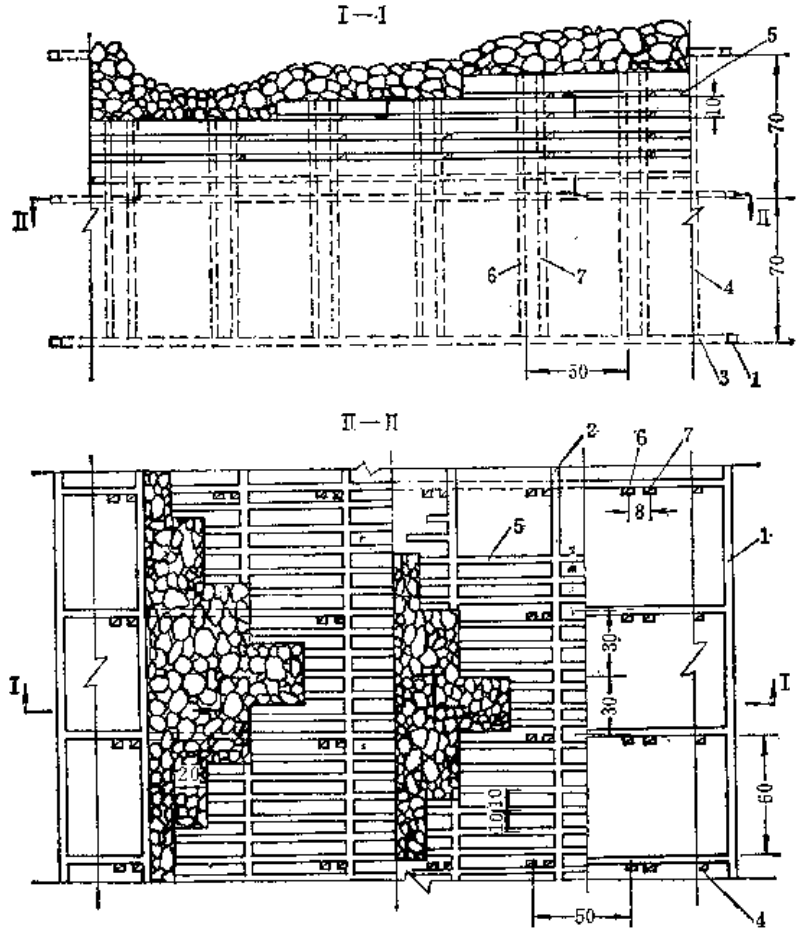


图 9-4 无底柱分段崩落法

1—主要运输巷道；2—联络巷道；3—运输穿脉巷道；4—通风天井；
5—分段巷道；6—人行通风天井；7—阶段溜井

设备数量比较表 **表 9-2**

方 案	设 备	生产数量	备用数量	合计
无底柱分段崩落法	CZZ_1-700	9	3	12
	ZYQ-14	34	8	42
有底柱分段崩落法	YQ-100	36	11	47
	55kW电耙	114	34	148

采准工作量比较表 **表 9-3**

采矿方法方案	采准工作量	
	m/kt	m^3/kt
无底柱分段崩落法	3.85	27.5
有底柱分段崩落法	5.13	23.4

3. 技术经济比较　按年产量600万t计算设备数量。如取 CZZ_1-700 台车的效率为600t/台·班，ZYQ-14的效率为170t/台·班，YQ-100 的效率为 160t/台·班，55kW电耙的效率为100t/台·班，则所需的设备数量见表9-2。

两方案的采准工作量见表9-3。

由于落矿时无底柱分段崩落法是用孔径为60～70mm的垂直炮孔挤压爆破，它将比有底柱分段崩落法用孔径为100mm的水平深孔落矿的爆破效果好。估计有底柱的大块率比无底柱的大块率增加10～25%。

根据上述指标。计算出所需生产人员数：有底柱分段崩落法为1170人，其中采准人员数为459人；无底柱分段崩落法为867人，其中采准人员数为279人。

按上述两方案的指标计算出投资及经营费分别列入表9-4及表9-5中。

投资比较表　　**表 9-4**

项　目	单位	无底柱分段崩落法	有底柱分段崩落法	差　值
1.设备投资	万元			
凿岩		74.2	47	+27.2
装运		146.7	222	−75.3
小　计	万元	220.9	269	−48.1
2.设备运杂费	万元	11.0	13.5	−2.5
3.民用福利设施	万元	—	30	−30
合　计	万元	231.9	312.5	−80.6

经营费比较表　　**表 9-5**

项　目	单　位	无底柱分段崩落法		有底柱分段崩落法		差　值
		用　量	金　额	用　量	金　额	
1.二次爆破	元/t				0.3	−0.3
2.动力费电	kWh/t			1.574	0.157	−0.157
压气	m^3/t	50.4	0.67	19.3	0.256	+0.413
3.生产工人工资	工日/t	0.0433	0.1212	0.0585	0.1638	−0.0426
4.附加工资	元/t		0.0157		0.0213	−0.0056
5.折旧费	元/t		0.0226		0.0367	−0.0141
6.维修费	元/t		0.00904		0.0147	−0.0056
合　计	元/t		0.8385		0.9495	−0.111
7.年回采经营费	万元/a	600	563	600	569	−66
8.年采准经营费	万m^3/a	16.50	412	1406	351	+61
年经营费	万元		915		920	−5

从表9-6的综合比较中可以看出，采用无底柱分段崩落法，在投资上可以节省80万元，年经营费基本相同（节省5万元）。这样看来，在经济上是比有底柱分段崩落略优越些。从劳动生产率上来看，无底柱分段崩落法的优越性较大，无论是设备的台效，还是生产工人总数均较有底柱分段崩落法方案优越。不仅如此，无底柱分段崩落法方案的安全程度较有

经济比较汇总表 表 9-6

项　　目	单　位	无底柱分段崩落法	有底柱分段崩落法	差　值
1.采准工程量	m/kt m^3/kt	385 275	513 234	−1.28 +41
2.大块率	%	10～15	20～40	−（10～25）
3.参与比较的人员总数	人	867	1170	−303
其中采准人员数	人	279	459	−230
4.矿石损失率	%	16.0	16.0	—
5.贫化率	%	14.0	12.0	+2
6.设备效率	t/台班			
凿岩		660	160	+500
装运		170	100	+70
7.设备重量	t	231.54	210	+215.4
8.设备数量	台			
CZZ_1-700		12		
ZYQ-14		42		
YQ-100			47	
55kW电耙			148	
9.动力消耗				
压气	m^3/t	50.4	19.3	+31.1
电力	kWh/t	—	1.574	−1.574
10.投资额	万元	231.9	312.5	−80.6
11.年经营费	万元	915	920	−5

底柱分段崩落法更为可靠，机械化程度也较高，繁重的体力劳动较少。虽然无底柱分段崩落法在通风问题上较为复杂，困难，但只要加强管理，还是可以解决的。故最终推荐采用无底柱分段崩落法。

第十章　总图运输

第一节　概　　述

在矿山企业中，为了满足经由主开拓巷道运输矿石和矿石的加工以及保证井下正常的生产，在坑口或井口附近建立矿石生产工艺流程和设置辅助车间。这样就需建立一些必不可少的构造物和建筑物、运输线路、道路、矿石和废石的贮存场及行政管理和生活福利建筑、住宅等，以及选矿厂工业场地、尾矿坝、中央机修厂、仓库、机车库等，构成一个矿山地表布局，划在图上就构成矿山总平面图。

矿区的总平面图是根据矿床的赋存条件、地形地物、生产的要求确定下来的，在图上应标明：原有的地形地物，矿区的范围，矿床的范围和界线，所圈定的地面崩落界线，各种场地及其设施的名称、位置、标高和占地面积，各种井巷的出口，整个区域的电力线路，矿区的给排水，内外部运输及其联系，废石场地及尾矿排出地点，各类管线分布状况以及设置的防、排水沟、桥梁涵洞等位置，总炸药库，机修厂、材料库以及行政福利和生活建筑等。一般还应划出表格列出各种工程和工程总量。

场地平面图是矿区规划内的一个部份，是根据矿区规划确定的原则，在较大比例地形图上进行的。

在总图布置上，以运输线路将各个场地和各项设施，依据它们之间的工艺要求联系在一起，形成一个有机的整体，所以确定地面运输系统，在总平面设计中，占有重要位置。

在考虑总平面设计时，应遵循下列原则：

（1）建设规模以年产量及服务年限为依据，并考虑发展远景，留有余地；

（2）要满足生产工艺上的要求，例如采矿井口地面矿石生产工艺流程要技术可靠和经济；

（3）尽量少占和不占良田，为此应尽量利用地形，将场地布置在山坡处，建筑物和构造物在使用方便的条件下，可联合建筑；

（4）确保安全可靠，例如工业场地应布置在岩石移动带之外，并考虑岩崩、水淹等因素以及满足防火、卫生等要求；

（5）力求减少基建投资及生产时期的经营管理费。选择工业场地时，应尽量使运输线路短，内外运输连接方便，厂房间交通方便，土石方量小，挖填趋于平衡；

（6）妥善处理废水、废碴、废气。

井口工业场地的建筑物和构造物，按其性质可分为：

1．工业生产流程设施（1）坑口或井口房；（2）卷扬机房；（3）井口矿仓；（4）破碎筛分厂；（5）装载站；（6）废石场。

2．辅助车间厂房（1）压风机房；（2）扇风机房；（3）水泵房；（4）机修车间；（5）锻钎房；（6）坑木场及其加工站；（7）变电所；（8）器材仓库；（9）爆破材料库。

3．行政管理及生活福利建筑（1）办公室；（2）医疗站；（3）浴室及食堂；（4）住宅及俱乐部等公用建筑。

4．运输线路及管线　井口工业场地布置在于根据地表地形和矿床的赋存条件以及开拓系统，来选择工业场地和合理布置上述建筑物、构造物、运输线路以及各种管线和行政福利建筑。

总平面布置，尤其是坑口工业场地布置，是与开拓方案密切相关的，往往是两者统一解决。不能过份强调地面布局的合理性和地面工程量小，造成井下工程量大，投资高，建设周期长；同样，也不能只考虑井下工程量小，而造成场地地形复杂，平整场地工程量大或占农田多，交通困难，乃至地面布置长期使用上的不合理。因为工业场地及厂内运输一旦建成，在生产过程中是不易改变的，这一点和开拓方案性质是一样的。如有不当之处，将影响生产的可靠性和经济上的合理性。所以在设计时，一般总图运输与开拓方案同时解决。

第二节　总平面布置

一、井口地面转运矿石设施

井口转运设施包括：井口矿仓、装车设备、运输调车场、技术加工设施（破碎、筛分等）、运输废石的线路以及栈桥等构筑物。

提升设备及地面运输方式确定后，井口地面转运矿石的设施即可确定。竖井的地面转运矿石设施可分为两类：箕斗类型和罐笼类型。

1．箕斗井口转运矿石设施　箕斗井口转运矿石设施，主要是接收箕斗运矿的矿仓。矿仓的容积主要是根据箕斗的提升能力来选择，一般不应小于0.5h的提升量，以求协调提升和地面转运环节，使之起到均衡生产的作用。但井口矿仓的容积又不宜过大，因为井口矿仓大都设置在井架上，所以增大矿仓会引起井架高度的增加，这是不利的。

在矿仓下部根据地面的运输方式，或设窄轨或设皮带运输机或设装载索道矿斗的设施（图10-1）将矿石运往破碎筛分厂或选矿厂。

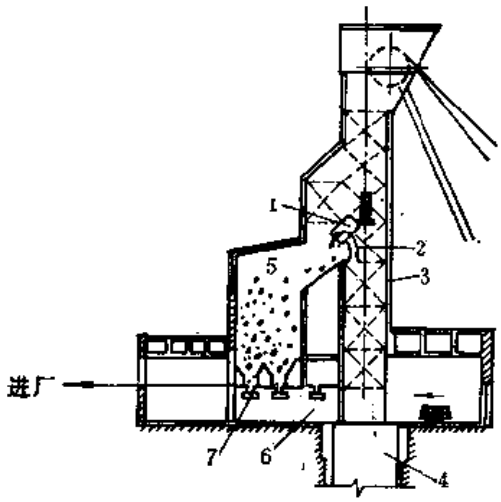


图 10-1　箕斗井口矿石转运示意图

1—翻转箕斗；2—卸矿曲轨；3—井架；4—混合井；5—原矿仓；6—架空索道矿斗装载站；7—架空索道的矿斗

2．罐笼井口转运矿石设施　罐笼提升上来的矿车，须通过井口调车，将矿石运送到矿石技术加工厂。井口车场与厂内运输线路的标高一致时，井口车场的设计与井底车场差

不多；若井口车场与厂内运输线路的标高有一定高差时，则调车场内应设翻车机，再通过矿仓与厂内运输线路连接。图10-2是调车场设翻车机的线路示意图。

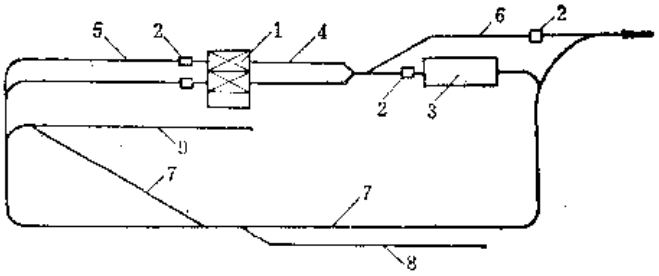


图 10-2 罐笼井口调车场线路示意图

1—罐笼井；2—阻车器；3—翻笼；4—重车线；5—轻车线；6—废石线；7—绕道；8—材料线；9—备用线

重车从罐笼推出后，就驶向翻笼卸载，然后轻车再从另一个方向驶回井口。如该井还负担着运送材料的任务，则材料运至调车场后，停放在特设的材料线上；废石车则通过废石线运往废石场。这些情况会使调车场复杂。所以从地面布置上来看亦不宜在大型矿井采用罐笼提升，否则调车场比较复杂庞大，设备也较多。

二、工业场地

1．影响选择工业场地的因素　影响因素有下列几点：

（1）生产及建设条件。地面工业生产设施是根据生产需要建立的。采矿工业场地，尤其是辅助车间工业场地，应与开拓方案同时确定。配置各个场地及场地上的厂房时，要符合生产程序的要求，保证合理的运输线路，尽量避免交叉运输。当主副井距离较远且利用副井提升人员、材料、设备时，则井口福利建筑、锻钎房、坑木场、材料仓库和机修厂应设置在副井口附近。

选择场地时，不仅要考虑生产时期的条件，而且也必须考虑到基建时期的动力供应、材料和设备的运输及施工机械化等问题。

（2）地形条件。一般金属矿床多赋存在山地，有时难于找到较大的能集中布置的各类厂房的工业场地。在这种情况下，可分散布置各个场地。在不占良田，少占农田的前提下，工业场地还是尽量布置在地形平坦或坡度平缓的地方，以便于在场内敷设运输线路和较为集中布置厂房。在具有一定坡度的山地，如利用得当，亦可满足布置工业场地的要求，还可能使矿石的地面转运达到半自流的目的。

（3）地质、气象条件。要充分注意远景储量，避免工业场地设在远景储量的崩落界线以内。工业场地应具有良好的工程地质条件，应避开岩溶地区，并注意山崩、雪崩等危害。

在选择工业场地时，要查明该地区的最高洪水位及主导风向。在平原地区，要注意场地的排水，以及避开沼泽地区。

（4）矿山年产量、服务年限。矿山年产量、服务年限在很大程度上，决定着工业场地中的各类建筑物及构筑物的规模及技术标准，从而也影响着工业场地占地面积。对有发展远景的企业，在工业场地上应留有余地，并在预留的场地处，不应有地下管缆等通过。

（5）交通运输条件。矿区距公共交通线的距离及其类型，不仅对企业外部运输有较大的影响，而且也影响到场地的确定。场地应便于与铁路或公路相连结。

厂内运输条件对工业场地位置及标高也有重大影响。因此，在一般情况下，确定工业场地位置及标高时，应与场内运输条件一并考虑。

2．主要工业场地的平面布置　采矿工业场地大致包括：辅助车间的工业场地、破碎筛分工业场地、废石场等。

（1）辅助车间工业场地。辅助车间工业场地是以井口为中心进行布置，是根据地形条件、开拓系统以及按生产上的需要进行布置。

如果开拓巷道口附近场地面积不大，则选矿厂、中央机修厂、矿山总仓库等可远离开拓巷道口。

1）压风机房。压风机房的布置应尽量靠近主要用风地点，以求减少管路的敷设长度和压头损失，并要求设置在空气清洁的地点，尽量离开产生岩尘的废石场、烟筒和有腐蚀性气体的车间（至少150m）。因压风房噪音比较大，应距办公室、卷扬机房等建筑物远一些（不小于30m）。压气风包位置应布置在荫凉、通风良好的地点，与压风机房间距以3～7m为宜。

2）变电所。变电所应位于电力负荷中心，并便于进出高压线的地点。此外，尽可能使进出高压线不与铁路、公路相交，如必须相交，则应垂直交叉。变电所室外部分与公路相连接，以求满足变电器等设备安装、检修时的运输要求。

3）其它厂房、仓库　机修厂、锻钎厂、材料库和坑木场的位置，不仅应保证向井下运输设备、材料的方便，还要考虑与运输线路密切连接。

机修厂的厂内专用场地，一般为机修厂面积的200%。

坑木场的位置不应堵塞井口场地，并要充分考虑防火的问题。它大都在井口的一侧。

材料仓库位置应与向矿山运送器材的外部运输线路相联系，并应考虑装卸货物的条件。材料仓库的专用场地，不应小于库房面积的100%。

电石仓库应单独建筑，其地势应干燥，严格防水，不得设在地下室内，也不允许上、下水道、暖气道通过；地面标高至少高出地下水位0.4m。

应该指出，平峒开拓时，辅助车间场地往往布置在山坡上，此时工业场地大多数是阶梯式布置的。

（2）破碎筛分场地。破碎筛分场地由破碎厂、矿仓等建筑物和调车场所组成。

有色金属矿山大多数是采选联合企业，破碎筛分厂是选矿厂的一个车间，设在选厂内。在无选厂的黑色矿山，破碎筛分厂单独设立，并经常与坑口矿石转运设施或外远矿仓组合在一起。

破碎筛分厂应尽量接近于主井口，同时又应尽量与外部运输相联系，以求减少场内运输环节。此时，主井出来的矿石，通过皮带（箕斗）、矿车（罐笼或平峒），运往破碎筛分厂。经破碎后的矿石，运往栈桥卸入矿仓。矿仓与外部运输应相联系。

破碎筛分厂应与入风井有一定距离，并应设在主导风向的下风侧。

（3）废石场。废石场位置首先应考虑地形、容积和占地面积，此外还要考虑废石的化学性质（如是否易于自燃等）。

废石场应设在提升废石井附近，应有较宽阔的空间堆积废石。在设计时，应使废石场

置于山谷、洼地，以不占良田为原则。因此，有时为了堆放废石，虽可用平峒盲竖井开拓，但却改为平峒明竖井开拓，其目的是利用平峒出矿，而利用明竖井提高废石堆放高度。

废石场的容积应满足生产年限内废石量的要求。如果没有所需集中场地时，可以考虑分散建设废石场地。但对大型矿山，初期的废石场地，不宜少于15a的废石容纳量。

3．居民村　工人村最好是设置在矿区工业场地附近，其距离不大于3km为宜，以求不设置通勤车。工人村应于公路相联通，以方便于工人上、下班及对外联系，同时还应尽量避免工人村与工业场间有铁路相隔，并应设在主导风向的上侧，且水电等输送方便。

4．地面设施距入风井的距离　为使入风风流中空气含尘量不超过0.5mg/m³，应使产生岩尘的厂房位于入风井口主导风向的下侧，且有一定距离，其距离见表10-1。如果条件不允许时，应采取空气净化措施。

地面设施距入风井距离表　　表 10-1

厂房名称	最小距离（m）
锻钎房	50
翼斗井、公路	50～100
废石场（不含铅锌、锰，汞矿）、仓库、堆料场、木材加工厂、机修厂	100
尾矿，露天采场，铅、锌、锰、汞矿废石场	500
破碎筛分厂，选厂的粗碎车间	300

三、工业场地的竖向布置

在布置总平面时，除考虑场地平面位置外，尚需考虑竖向布置，即确定建筑物、构造物、室外场地、道路、运输线路的标高；确定场地排水问题；确定土石方平整方案，使土方尽量减少，并力求挖填平衡。

竖向布置的方式有两种主要形式：连续式及台阶式。

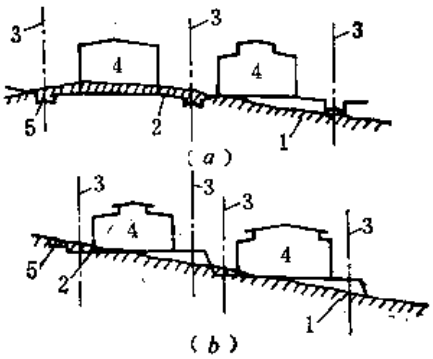


图 10-3　工业场地竖向布置示意图

(a) 连续式布置；(b) 台阶式布置

1—自然地形；2—整平面；3—道路中心线；4—车间厂房；5—截水沟

1．连续式　在整个场地进行整平工程，它适合于在平坦的地形上布置集中的工业场地。图10-3(*a*) 为连续竖向布置示意图。

2．台阶式　当地势的坡度较大，毗邻的建筑物、构造物间的地面只能作台阶式布置，否则填挖工程量过大。图10-3(*b*) 为台阶式竖向布置示意图。

由于金属矿山多处于地形较为复杂的山陵地带，为了减少土石方工程，常采用台阶式布置。如采矿工业场地布置在山坡时，其井口矿石地面生产流程，即可如图10-4那样，进行台阶式布置。

工业场地的最小坡度应不小于5‰，以求满足排水的要求；而厂房内的地平标高，应高于室外标高的0.2～0.3 m以上。

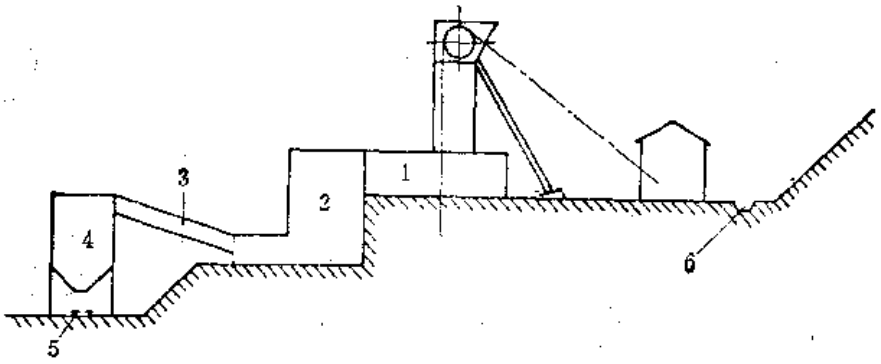


图 10-4　井口矿石生产流程台阶布置示意图

1—井口房；2—破碎筛分厂；3—皮带走廊；4—矿仓；5—标准轨铁路；6—截水沟

为了保证场的安全，防止山洪侵入，应在场地周围，设置截水沟。这一点尤其是在汇流面积较大的山坡场地，更为重要。

四、管线布置

对于矿山企业来说，工业及民用管线主要有：上下水道、压气管道、采暖管道、高低压电力线路、通讯线路等。这些管线的布置及敷设形式对总图布置以及各建筑物、构造物的分布，都有一定的影响。

由于每种管线在设计平面和立面布置时，有可能只考虑本身的各方面布置的要求，未考虑其它管线，因而有可能造成管线的拥挤和冲突现象。所以必须有个总体规划，来确定各种管线的坐标及标高，使之在平面上及立面上谐调，并与建筑物、构造物、运输线路间保持一定关系。

1．布置管线的原则　在布置各类管线时，应考虑下列几点原则：

（1）管线应尽量和道路中心线或主要建筑物成直线平行敷设；

压风管路的安全距离　　表 10-2

项　目	建筑物	铁路中心线	一般道路	照明及通讯电杆	高压线杆支座	乔　木	灌　木
安全距离 (m)	1.5	4.0	1～1.5	1.5	3.0	2.0	1.0

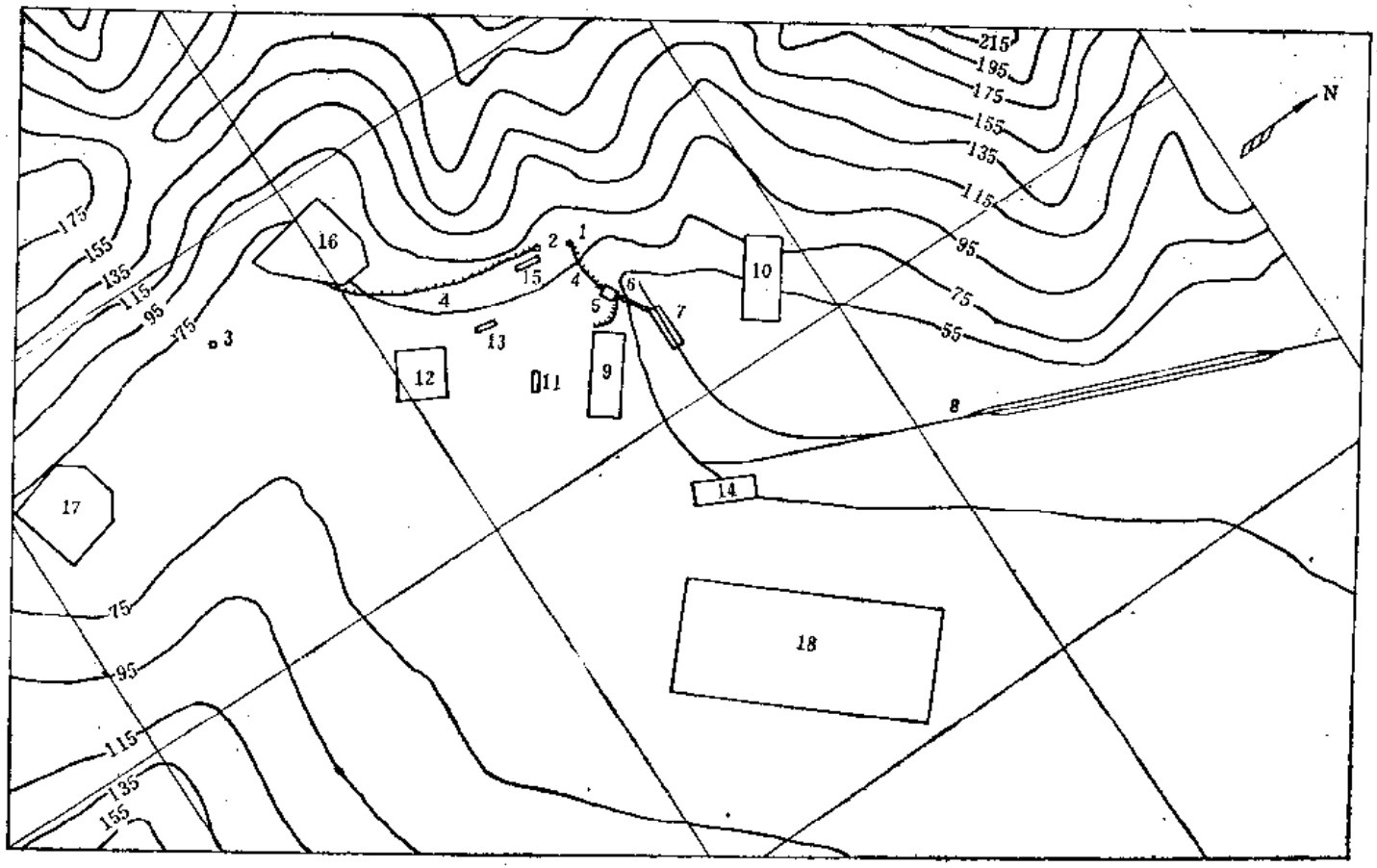


图 10-5　南京某硫化铁矿总平面布置图

1—主井；2—副井；3—风井；4—地面窄轨线路；5—破碎车间；6—皮带走廊；7—原矿仓；8—准轨线路；9—选厂；10—炼硫车间；11—变电所；12—机修车间；13—压气机房；14—材料库；15—坑口办公室；16—废石场；17—火药库；18—工人村

（2）管线和道路必须交叉时，应尽量使之垂直穿过，以减少加固及维修的困难；

（3）管线不应重叠布置；如相互冲突时，应小管让大管，可弯的管让不可弯管，新建管道让已有管道，临时管道让永久管道，有压管道让自流管道；

（4）应使线路最短，尽量直线敷设；

（5）必须考虑工业场地内车间的发展，在预留空地处，不应设地下管线。

2．管线的安装间隙　金属矿山大多处于山岳之中，岩石开挖困难，所以除必须以暗管形式敷设的地下管线（供水管道、下水管道）外，其它生产用的管线多为架空管线（如压气管线、输电线路、尾矿管道等）。

在布置各类管线时，一定要满足安全技术规程所规定的有关安全距离、敷设深度、槽沟尺寸等要求。

在敷设压风管道时，应满足下列要求：

（1）不应影响运输及人行交通；

（2）保证与建筑物、构筑物的最小安全距离；

压风管道与各类设施在平面上的最小净距见表10-2。

至于输电线路、电讯线路以及其它管线的安全距离，可查有关总平面设计手册中管线综合部分。

五、总平面布置实例

图10-5为南京某硫化铁矿总平面布置图。

该矿区位于南京市西南，江宁县横溪乡境内。矿区为丘陵地带，工业广场设置在矿体下盘移动界线外较为平坦的地区。矿床为侧翼式开拓（主井为竖井，副井为斜井），主、副井在矿床北翼，靠近云台山火车站，而且场地较宽阔；南翼的斜风井靠近丘陵；富矿地面流程为经窄轨运往破碎站，再经栈桥皮带运到矿仓。矿区内有标准轨铁路专线与国家铁路线相接将矿石运出。贫矿经选矿后用汽车将精粉运至晒干场，经炼硫车间提取后制造硫酸。在主、副井周围布置了生产必不可少的各种建筑物、构造物、车间、仓库和安全福利设施。废石用窄轨排至废石场山谷中。在矿区最南侧有炸药总库，用山脊和矿区建筑物相隔。工人新村在矿区南侧，有子弟学校、医院、影剧院等福利设施。

第三节　矿山地面运输

一、概　述

矿山地面运输包括场内运输（或称为内部运输）及外部运输。场内运输系指在矿山企业总平面布置的范围内，各个工业设施之间运送矿石、废石、材料和设备而言。外部运输系指由矿山企业向外部用户运送产品（矿石或精矿）及由外部向矿山运送设备、材料而言。

由于在我国存在广泛的铁路网，所以，在设计矿山企业时，所考虑的外部运输条件，主要是企业到铁路网的运输问题。外部运输方式主要是标准轨铁路运输及汽车运输。标准轨铁路运输适用于产量大或距铁路网近而地形适合时采用。汽车运输适用于产量小、服务年限短或距铁路网远、地形复杂条件。

二、场内运输

矿山场内运输，具体来讲，主要是指从井口将矿石运往破碎筛分厂或企业内部选矿

厂、将矿石运至废石场，将各种材料及设备运往井口以及企业内各车间的设备和材料的运输。运输方式有窄轨、架空索道、皮带运输机、钢绳运输及汽车等。

选择场内运输方式时，应考虑下列因素：

（1）矿山企业年产量。矿石的产量是决定运输量大小主要依据，它对选择运输方式有很大影响。例如年产量大时，可考虑采用窄轨运输矿石；中小型矿山的矿石运输，在条件合适时，可采用架空索道或汽车运输。

（2）井口与地面加工厂的距离及地形条件。这是往往起决定性的因素，它决定着运输线路的长短、坡度及线路的曲直。而这对运输类型的选择及设计有很大影响。如线路长且平缓时，可用窄轨运输；短距离可采用皮带运输；线路坡度大时，可用钢丝绳运输；地面起伏变化较大时，可采用架空索道运输。副井井口附近的地形条件，决定废石场的位置，从而便决定了废石的运输方式。

（3）矿石地面的工艺流程。如矿石采出后，不进行选矿即可直运往冶炼厂，此时场内运输系统最为简单：如条件适合时，矿石仅经由箕斗提升后，翻入矿仓，经皮带运往破碎筛分车间，之后装入外部运输的矿仓。如矿石分级运出或经选厂后运出精矿，则矿石地面运输系统较复杂，因为除在个别情况下，选矿厂经常是很难与主井相毗连的。

（4）开拓系统。如采用中央式开拓系统时，可使运输线路集中，便于管理，同时也会缩短运输距离；反之，主副井不集中布置，特别是井田尺寸较大时，不仅会增加运输距离，而且会使运输线路分散和管理不便，这一切对选择运输方式均有一定影响。

场内运输方式的选择和线路的确定，是必须与矿石工艺流程和地面布置相适应。所以，地面运输方式和线路的定线是与场地的选择、设施的布置、开拓方案选择等问题，综合考虑、共同选择与设计的。

在选择场内运输问题上，应保证在生产方便、安全可靠的基础上，尽量简化运输系统，减少转运次数，适当地提高机械化水平，必要时可综合考虑上述诸因素，拟出几种可用的运输方案，经分析比较，选出最优方案。

一般来讲，架空索道适用于地面起伏变化较大的山区，较常见于中、小型有色金属矿山，如杨家杖子、红透山、华铜、篦江铁矿等。窄轨运输矿石适用于地表较为平坦的矿区，否则基建时的土石方工程量较大，如大庙铁矿、程潮铁矿等地面矿石就是采用窄轨运输的。汽车运输作为辅助运输往往是必不可少的。例如，用架空索道或窄轨运输矿石时，或矿区的选厂（破碎筛分厂）及外运矿仓与主井布置在一起，矿石仅用皮带运输时，可用汽车运送设备、材料、燃料。

总之，一般矿山的场内运输方式往往是两种或三种。经常是用窄轨、架空索道或皮带运输矿石，窄轨运输废石，汽车为辅助运输。

第十一章　基建和采掘进度计划

第一节　概　　述

为使矿山企业有计划地使用资金、人员、设备，以及有计划地投入生产，矿山企业在基建时期应编制基建进度计划，使矿山企业的建设按计划进行。

一、矿山存在的四个阶段

一个矿山，首先需要进行基本建设，待完成一定数量的基本建设工程，使产量逐渐上升到一定水平以后，这个矿山(或矿井)才投入生产。一般的矿山企业投入生产后，尚须一段发展时间，产量才能达到设计的产量水平，此后进入正常生产阶段；经过若干年后，该企业的矿石储量大为减少，产量开始递减。故一个矿山企业（矿井）从基建起，到生产结束止，概括地可以分为四个阶段。

1．基本建设阶段　即从矿山基建破土动工起，到投入生产的这一段时间t_0。(图11-1)。

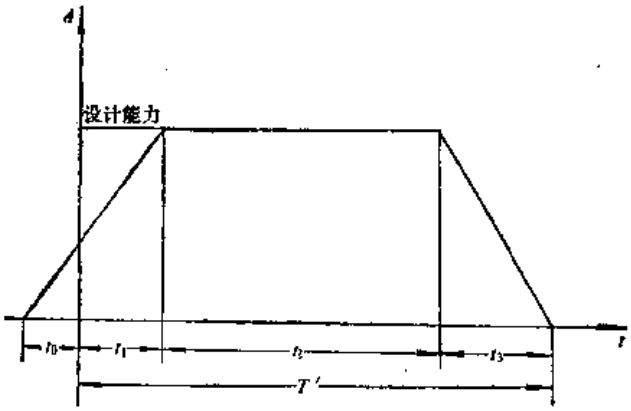


图 11-1　矿山存在期间与生产能力的关系

A—生产能力；*t*—时间

2．发展阶段　即从投入生产起，到生产能力达到设计规模的这一段时间t_1。一般情况下，大型矿山不大于3～5年；中、小型矿山不大于1～3年。

3．正常生产阶段　是指以设计能力（或超过设计能力）的水平进行生产的这段时间t_2。在设计时应力求正常生产阶段所占比重尽量加大，以达到高速度发展矿业的要求。这段时间不应少于矿山整个存在时间T'的三分之二。

4．结束阶段　即从生产能力递减起，到矿井废除止的时间t_3。

二、基建进度计划的内容及作用

矿山基建进度计划中，包括的工程类别有建筑工程、井巷工程及安装工程。在编制进度计划时，是按建筑工程及井巷工程编制的，而安装工程可以分别编入前两项工程计划中。在这一章里仅讲述井巷工程的基建进度计划，其内容主要是基建时期的各类开拓、采准、切割及回采工程在时间上的计划安排。但是，为了保证矿井投产后产量的持续增长，

以及便于生产时期的技术管理，一般在基建进度计划中，不仅安排基建时期的工程，还需延长到达到设计产量后的一段时间（通常为三年）。

编制井巷工程基建进度计划所包括的内容如下：

（1）基建工程量；

（2）各项工程的施工顺序及开始和结束时间；

（3）矿体的开采顺序及同时工作矿块数，并验证设计生产能力；

（4）投产及达到设计生产能力（达产）的时间；

（5）各个时期所需人员及设备数量。

在编制进度计划时，须按设计确定出各种井巷工程的基建工程量，作为计算投资的依据。基建工程量的多少，直接影响投资总额的大小，故应尽量使基建工程量适度，以节省基建投资，使矿山企业达到最佳经济效果。

在进度计划中，确定工程项目开始施工与结束的日期具有重要意义。基建投资的拨款、设备的加工订货均根据此计划所安排的时间进行的。所以，安排计划时应尽可能采取措施，使工期缩短，以有利于国家资金的周转。

在进度计划中，应确定各个时期工作的矿块数，并指出工作矿块的地点。这样，可以统计出同时工作所需人员及设备数量，为合理地安排生产创造条件。

在进度计划中，投产、达产时间，应符合设计任务书所要求。

综合上述，编制正确而切实可行的基建进度计划，不仅能加速矿山企业的建设，并能有利于我国社会主义建设高速度、有计划地向前发展。

三、生产准备矿量及投产条件

在基建进度计划中，合理地确定生产准备矿量与投产时的生产能力以及所需完成的井巷工程量，具有重要意义。这些投产条件直接影响矿山建设的速度、投资大小及矿山生产能力增长的速度。

1．生产准备矿量

（1）生产准备矿量的概念与划分原则。为了保证矿山能够正常持续生产，在投产时及正常生产过程中，都必须保持一定数量的各级准备矿量。这是由采掘工业的特点及其内部规律性所决定的。采掘工业的特点，就是工作地点的移动性。无论是回采工作或者是掘进工作的工作地点，都是经常移动的。例如，每采完一定数量的矿石或掘进了一条井巷，为了能继续采出矿石或者继续掘进井巷，采掘工作地点必须随采掘工作面向前推进而移动。正由于工作地点是经常移动的，所以为了保持矿山企业不间断地正常地进行生产活动，就要每采完一个矿块或掘完一条井巷，必须事先准备好另一个矿块、另一条井巷，以便工人转到另一个矿块中进行回采，另一条井巷中掘进。这样采掘之间，根据采矿的要求，就得有其一定的内部比例关系，把这种采掘之间的内部比例关系称为生产准备矿量问题。

生产准备矿量是指按矿床的开采步骤，根据矿山开采准备程度和地质工作程度不同所圈定和计算的工业储量。生产准备矿量划分为开拓矿量、采准矿量和回采矿量三个等级。

开拓矿量是设计工业储量的一部分。它是指在设计开采范围内，地质工作程度达到了相应要求，按开采顺序具备进行采准工程条件，为开拓工程所圈定的矿量。在保有期限内不能回收的保安矿柱矿量，多条矿体，其矿体虽位于开拓巷道水平以上，但未为开拓工程

所开拓的矿体，均不能算作开拓矿量。

采准矿量是开拓矿量的一部分。它是指在开拓工程的基础上，全部完成采矿方法所规定的采准巷道工程，且地质工作程度达到相应要求，具备进行切割工程条件的矿块矿量。例如开采急倾斜矿体时已掘进完运输穿脉巷道，天井，耙矿巷道，峒室，放矿溜井及漏斗颈等工程的矿量。顶柱、底柱和房间柱内的矿量，应完成了矿柱回采方法所规定的全部采准工程后并在保有期间内可以开采时，才可列为采准矿量。

回采矿量，是采准矿量的一部分。它是指在采准工程的基础上，按采矿方法的要求，完成了各种切割工程（劈漏、拉底、开立槽等），且地质工作程度达到相应要求，并安装好各种管线和放矿设施、出矿设备，能立即进行回采工作的采矿场的矿量。顶柱、底柱和间柱内的矿量，应完成矿柱回采方法所规定的全部切割工程，各种管线与放矿设施均已安装完毕，而且在开采顺序上已可立即进行回采时，才列为回采矿量。

根据有关规程规定，各级生产准备矿量采掘工程的划分见表11-1所示，各级地质储量级别的要求见表11-2所示。

工 程 划 分 表 **表 11-1**

开拓工程	采准工程	切割工程
主井、副井、主斜井、主斜坡道、主平硐、主通风井、主充填井、主溜井、井底车场、石门、阶段运输巷道、形成环形运输的穿脉巷道或联络道、阶段回风巷道、装卸矿巷道、疏排水工程、设备材料井、人行电梯井、主要硐室、放顶工程、生产勘探工程	分段运输巷道、穿脉巷道、分层（段）平巷内装矿巷道、采区联络道、进路、矿石井、废石井、通风井、充填井、人行井、电耙道、斗穿、斗颈、二次破碎巷道、围岩天井硐室、安全巷道、补充放顶工程、生产勘探工程	切割井巷、切割天井、拉底巷道、矿漏斗

各级储量要求比例表（%） **表 11-2**

勘探类型	开拓矿量				采准矿量				回采矿量			
	A	*B*	*C*	*D*	*A*	*B*	*C*	*D*	*A*	*B*	*C*	*D*
Ⅰ	>25	>65	<10		>30	>15	<5		>95	<5		
Ⅱ	>20	>60	<20		>70	>25	<5		>95	<5		
Ⅲ	>15	>55	<30		>60	>30	<10		>85	<15		
Ⅳ		>30	>50	<20		>60	<40			>70	<30	

（2）生产准备矿量合理保有期的核定。保有期实际上相当于开拓工作超前于采准工作，采准工作超前于回采工作。这种一定量的超前是必要的，否则在某些情况下，就可能产生开拓、采准和回采工作的不协调。故对一个具体矿山确定生产准备矿量时，必须从矿山实际条件出发，并考虑各工序的衔接，亦即开拓矿量须根据形成一定期间的完整的生产系统（运输、通风、排水系统）并满足上、下阶段进行必要的开拓、探矿、采准、切割工程所需的衔接时间来确定；采准和回采矿量应按所需的矿块数量和补充这些矿块所需进行的探矿、采准、切割工程所需衔接时间来确定。一般亦可以参照表11-3所列的数据选取。

（3）设计矿山投产时的采矿生产准备矿量。地下矿山投产时的采矿生产准备矿量保

有期限按设计规模计算。

生产准备矿量一般标准表 **表 11-3**

	保有期	
	黑色金属矿山	有色金属矿山
开拓矿量	3～5 a	>3 a
采准矿量	6～12个月	1 a
回采矿量	3～6个月	1/2 a

2．投产条件

（1）投产时期的生产能力。矿山在基建时期的采出矿石量，是从基建施工开始后，随着工程进展而逐渐增多的。首先是从掘进脉内巷道开始出副产矿石，以后逐渐形成采矿场又正式采出矿石，采矿场又逐渐增多使产量逐步上升。大多数矿山并不是达到了设计产量才投产，而是产量达到一定水平时，该企业即从基建时期转入生产时期（投入生产）。可见，投产时的产量水平对企业以后的发展速度，基建和生产工程的安排，以及对投资总额均有一定影响。

目前我国设计部门根据建国以来建设矿山的经验，规定了投产时的生产能力如表11-4。

投产时的生产能力 **表 11-4**

矿山类型	投产时的生产能力与设计能力之比
大	1/3～1/4
中	1/2～1/3
小	1/2

从上表可以看出，投产时的生产能力是根据设计能力大小来定的。当设计能力小时，投产时达到的生产能力水平较高；当设计规模大时，投产时达到的生产能力水平较低。因此，一般情况下，中小型矿山需1～3a，大型矿山需3～5a才能达到设计生产能力。这是因为规模小的矿山，即令是达到设计能力才投入生产，其所需的生产矿块及所掘进的巷道等工程并不多，所以投产前的准备工作及所需的生产矿块，占正常生产时期矿块数之比值较大型矿山要多得多。

另外，一个新建矿山在投产前就应当有一定数量的矿块进行生产，作为培训技术工人，锻炼干部之用，以期正式投产后生产技术和管理水平能迅速提高。

（2）基建工程量。矿山投产时，应完成一定数量的基建工程，使之形成较完整的生产系统，并达到一定数量的产量及生产准备矿量，以保证投产后按计划使产量逐渐增长达到设计能力。为此，要求投产时必须完成的基建工程应为：

1）地面生产性建设工程须全部竣工，形成完整的生产系统，使矿山能够正常生产所需的内外部运输、供电、破碎厂（或选矿厂）、压气站、通风系统、供排水系统以及机修设施等均应建成；

2）井下工程。它包括开拓、采准和切割工程，其工程量的确定如下：

① 投产后一定时期内所需的开拓工程（即保证准备出按设计能力计算的开拓矿量定额），并须考虑井筒在投产后10～15a左右不再进行延深；

② 投产时的采准、切割工程量，应按设计矿山采矿生产准备矿量部分确定。

第二节 井巷工程基建进度计划的编制

一、编制基建进度计划的基本要求

编制基建进度计划时，应满足下列基本要求：

（1）在进度计划中，应贯彻国家关于矿山建设的方针政策和有关的原则规定。基建进度计划是各项基本建设工程施工的指导文件，它包括初期投资、基建时间、基建时期的人员及设备数量，以及采出矿石的数量与质量等项目。所编制的计划必须贯彻执行与这些内容有关的方针政策，以及上级机关对该矿山建设的原则指示，这些精神一般反映在设计任务书上的有关具体规定中。

（2）基建进度计划应保证正确的开采顺序。合理的开采顺序对安全生产、充分回收地下资源和及时投入生产起着重要作用，尤其是开采矿脉群时，更应注意开采顺序的合理安排，以免造成资源的损失。

（3）基建进度计划应保证生产准备矿量逐渐增长和保证按期投产及达产的要求。开拓工程要超前完成，尤其是主要开拓巷道如井筒等；应尽量避免达产后不久又需进行井筒延深工作；对于勘探程度低或形态复杂的矿床，生产探矿工作的超前进行，更为必要。

（4）基建进度计划应保证基建时期的人员与施工设备均衡。为此，要合理地安排施工顺序和良好的劳动组织。从基建工作开始，工人总数一般应逐渐增加，应尽量避免在基建时期出现较大波动，而造成劳动力调动频繁。尤其是自营小型矿山的基建，基建时期的人员、设备数量，应尽量不超过正常时期的需要量。

（5）基建进度计划应保证采出矿石的质量均匀，采出矿石的品位应满足任务书中的规定。如果采出矿石品位波动较大，将会对矿石加工的技术经济指标带来不良影响。对于多品种或矿石品位波动较大的矿床，应使各种产品的数量与质量在一定时间内保持稳定，其波动范围要满足选矿或冶炼工艺的要求。

（6）在计划中应保证运输畅通，通风安全条件良好。

二、编制基建进度计划所需的原始资料

基建进度计划除应说明各个时期所需开凿的井巷工程及其施工条件、速度和人员（工作队）、设备数量，完成产量及保有的生产准备矿量数外，还需表示出各项工程的施工顺序，表明矿山投产和达产的时间。为此，编制计划时需要下列各项资料：

（1）矿山企业的生产能力、建设期限（投产和达产的时间）、对产量增长的要求、对采出矿石质量的要求等；

（2）采用的工作制度；

（3）根据设计所确定的开拓、运输、提升、通风、排水等生产系统及开拓、生产探矿工程量，矿脉群的开采顺序及阶段的开采顺序；

（4）各类巷道的规格、支护型式、掘进工作的劳动组织及施工方法，掘进机械化水平与掘进定额，所需人员、设备数量；

（5）按设计采矿方法确定的矿块尺寸、储量、布置形式、采场生产能力，采准、切割工程量，贫化损失率，所需人员、设备数量等。

三、基建进度计划的编制方法

基建进度计划通常由图表及文字两部分组成。文字部分主要是说明编制计划的原则和原始资料；图表部分表明工程项目、工程特征、工程量、各项工程的施工时间及其相互的关系、各个时期的产量、生产准备矿量及人员、设备数量等。有时为了说明基建与生产及投产以后的开拓、采准、切割和采矿等生产环节之间的衔接关系，还需将各项采掘工程的位置、施工（生产）开始和结束时间及获得的生产准备矿量等，在矿山纵投影图或平面图上明确表示出来，即需绘制采掘工作发展进度计划图。

编制基建进度计划的步骤大致如下：

1．整理原始材料

2．确定施工顺序　根据所设计的开拓系统、阶段及矿体的开采顺序、建设时间等因素，拟出合理的施工方案。

井巷工程合理的施工顺序一般要遵循以下的原则和程序。

（1）主副井的施工顺序。

1）竖井井筒表土段和基岩段施工方案的选择，在满足快速、优质、高效、低耗和安全等综合性指标的条件下，尽量缩短井筒施工占用工期。

2）无论竖井断面大小、深浅如何，主副井筒应错开施工，错开时间一般1～3个月，一般先开主井，其理由如下：

①有时主井比副井深，同时主井多设有箕斗装载硐室，工程量大，所需工期比副井筒要长。

②由井筒转入车场平巷施工后，如有必要，可改装主井提升设备，利用临时罐笼提升。

③一个井筒先开工，有利于进一步摸清地质情况，降低地下水位，积累一定的施工经验，为另一井筒施工创造了有利条件。

3）金属矿山多中段施工时，应考虑为几个中段同时提升运输创造施工条件。

（2）水平巷道的施工顺序。

1）井筒到底后，为迅速造成罐笼提升条件，应采取措施使两井筒之间的巷道尽快贯通；

2）迅速构成开拓所需的通风、运输、排水等系统，并集中施工力量，突击巷道的连锁工程；

3）工程量大，施工期限长的工程或者有机电设备安装的硐室工程，如水泵房、水仓、变电所等，应尽量创造条件提前安排施工；

4）与井筒相连接的马头门、箕头装载硐室等工程，应与井筒同时完成为宜。

对所选定的施工方案，按开拓及主要采准所需时间，初步校核其建设时间能否满足设计任务书的要求。若超过了规定时间，应采取提高建设速度的措施，如采用快速掘进法，采用辅助的措施井来增加同时掘进的工作面数目等。

3．计算工程量　应计算基建时期及达产以前所需完成的工程量。计算的主要依据为应获得的生产准备矿量、生产及备用的矿块数、以及采矿方法设计的回采计算部分等有关

设计资料。

4．确定施工速度及完成各项工程所需时间　井巷工程的施工速度可根据工程的技术特征（断面规格、支护形式）、地质条件、采用的劳动组织及机械化水平、掘进方法、以及施工单位的技术力量等因素，按类似条件的矿山资料选取。采矿强度及所需时间，可根据设计中采矿方法部分的回采计算结果选取。

应当指出，所选取的指标与正常生产的矿山相比，基建时期不宜定得过高，应留有余地；但另一方面，也应考虑到技术进步的可能，不要定的过低，而要结合具体条件，选用适当指标，以期达到所编制的计划，能真正起到指导施工的作用。

5．排列工程项目，编制进度计划图表　根据所选定的施工方案及施工速度，详细安排各工程的施工顺序，绘制成进度计划图表。这时需要根据工程项目的性质、空间位置及相互关系，施工时间以及工作队安排等因素，进行综合考虑。应着重注意工程项目的空间位置及相互关系，人员（工作队）和设备数量的均衡，以及采取措施尽量缩短基建时间等问题。

编制进度计划图表时，先排全矿性工程项目，如竖井、通风井、主平峒等，然后可按阶段排列其它工程。在一个阶段中，先安排开拓工程，后安排采准、切割工程。进度计划采用的时间单位可为月或季度。

6．指标汇总　在编制进度计划过程中，应随时按月或季度统计同时工作人数、设备数量、完成的产量、应保有的生产准备矿量等指标，并检查所编制的计划是否满足该建设项目任务书的要求。

四、编制井巷工程基建进度计划实例

某矿东风坑扩建设计，原有生产能力为250t/d，扩建的生产能力为1000t/d。其地质条件如下：

东风坑位于山岳地带。矿体在240m露出地表，最深控制到－227m；走向一般为330度，向北东倾斜，倾角一般为45～60度；走向长达1300m。共有八条矿体，以309号、333号及332号三条矿体为主矿体，自下盘向上盘分层产于白云岩中；在309号矿体下盘有338号、336号上盘有0号、0_1及0_2号小矿体，但只有一个钻孔见矿，矿体产状不清。各矿体的埋藏要素见表11-5

矿体埋藏要素　　表 11-5

矿体号	走向长度（m）	延深（m）	水平厚度（m）			倾角（度）			间距（m）
			最小	最大	平均	最小	最大	平均	
332	500	320	0.6	28.7	5.6	30	58	46	
333	970	440	0.7	14.6	4.2	45	66	52	40～85
309	850	420	0.3	13.8	3.7	32	74	50	20～55
338	80	120			4.9			55	10
336	130	120			3.1			55	15

矿石较稳固，硬度系数f＝12～16；围岩为白云岩，底板由不甚稳固到稳固，顶板不甚稳固。

矿体的金属矿物以闪锌矿、方铅矿为主，并有少量磁铁矿、菱铁矿、黄铜矿。矿石的构造为浸染块状，属于矽卡岩型多金属矿床。矿床中的有用矿物含量，不论在沿走向上，

还是在倾斜方向的变化均较大。铅品位最高5.82%，最低0.24%；锌品位最高10.34%，最低0.36%。共探清地质储量×百万吨。水文地质情况比较简单，坑道涌水主要是断裂及岩石裂缝渗透水。

原东山竖井（矩形断面13.4m²）作为主井（已安装JK$_2$型3m卷扬和2号双层罐笼）提升矿石，矿石经210m主运巷道运到选厂。拟在22m线西10m，238m标高处建设新副井，净直径为4m，安设XKT$_3$型3m卷扬和5号双层单罐笼。在18m线以东，在标高为220m处开掘一条长约160m的走向平峒，并与副井相贯通。主井开拓至－55m中段，副井开拓至－145m中段。在－55m中段14线位置开凿一盲竖井（矩形断面17.4m²）至－235m中段，安设XK$_{1.2}$型2.5m卷扬和2号双层罐笼；承担－55m中段以下全部提升任务，矿石再由主井提升到地表。在42m线上和10m线上，分别开凿一个矩形风井，安装通风机，进行分区抽出式通风（见图5-2，5-3，图中实线为原有巷道，虚线为新设计的开拓巷道）。

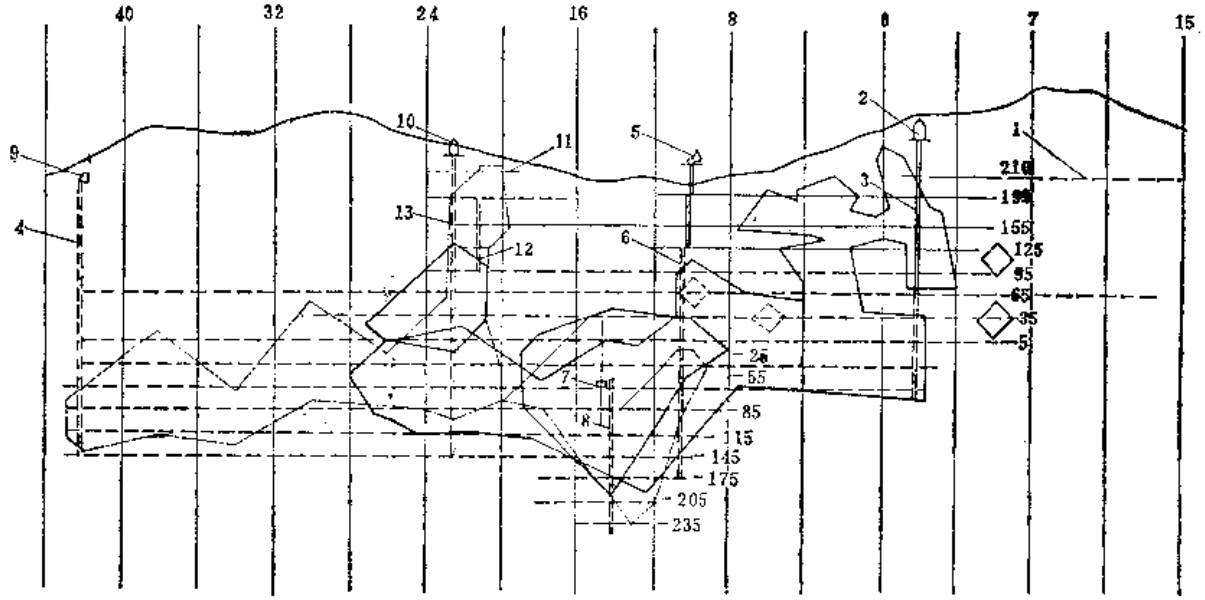


图 11-2 开拓系统纵剖面图

1—210m主运巷道；2—原东山竖井井架；3—原东山竖井；4—2号风井；5—1号主扇；6—1号风井；7—提升机硐室；8—盲竖井；9—2号主扇；10—新井井架；11—220m平峒；12—上部溜井；13—新竖井

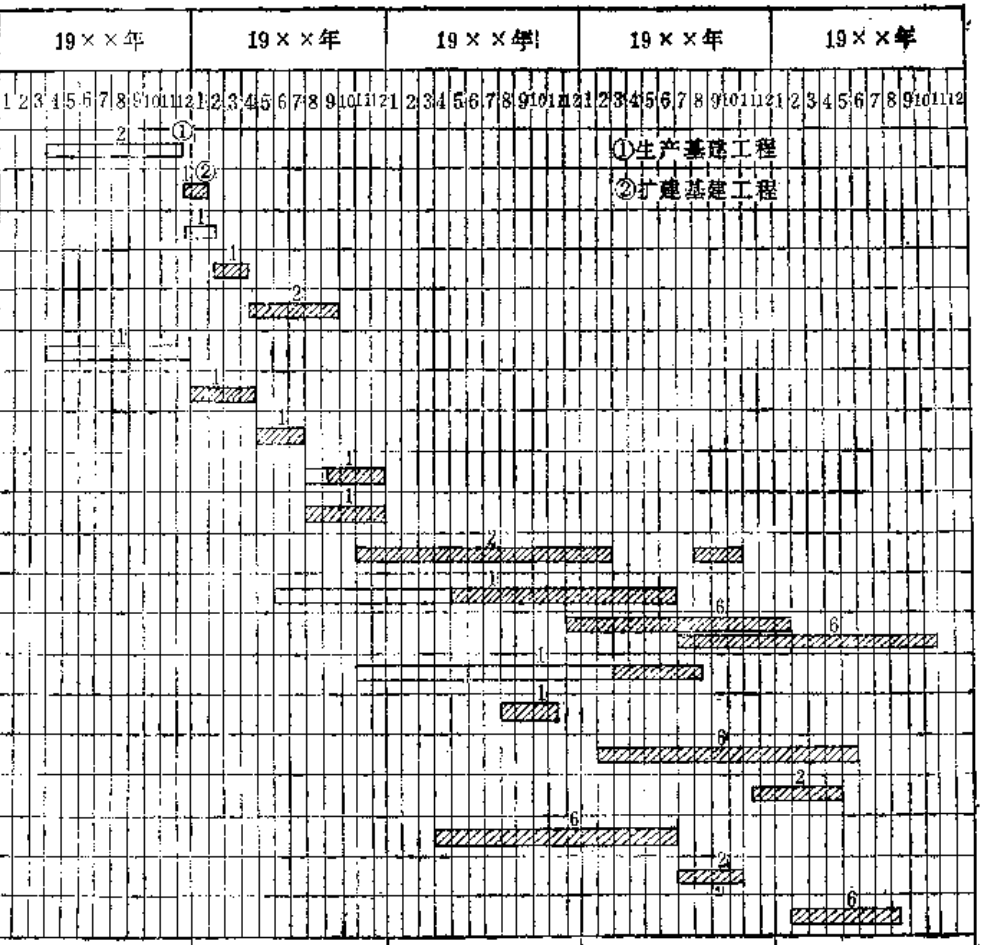
按该矿生产情况，设计时生产中段为155m，125m中段，到基建完了预计95m中段生产结束。基建任务是从65m中段以下开拓，但是考虑到生产与基建的衔接，在95m中段生产时，下部中段必须保有足够的生产准备矿量。为此，主井延深，95m中段的主运巷道以及65m中段副井以东的主运巷道、生产探矿工程，35m中段10号勘探线以东的主运巷道、生产探矿工程等均划归生产基建。与此相适应的风井、副井工程，65m中段副井以西、35m中段10m勘探线以西及35中段以下的开拓工程、生产探矿工程等划归扩建的基建工程。考虑到扩建10a以后才使用－55m中段以下的盲井，故扩建工程中暂不安排，划归扩建以后的生产基建工程。

采矿方法为浅孔留矿法。矿块尺寸为40×30×4m（长×高×矿体平均厚度），矿块储量为14400t。矿房与矿柱的比重分别为65%及35%，采场的损失率与贫化率皆为5%。采准工程量为85m/万t，切割工程量为800m³/万t。每个矿块一般安排两台凿岩机，每台凿

井巷工程进度计划表

表11-6

序号	工程项目	断面 (m^2)	支护材料	工程量 长度 (m)	工程量 体积 (m^3)	月进尺 (m)	完成该工程所需时间 (月)
1	一、主井延深及马头门	13.4	木材	120		15 200	8 1.5
2	二、副井平硐		混凝土	180		120	1.5
3	三、155 m 主运巷道	5		100		50	2
4	副井石门、车场	9		73		37	2
5	反掘副井、溜矿井	16.5	混凝土	113		36 200	3.5 2
6	四、95 m 主运巷道	5		510		50	10
7	副井石门、车场	9		75		50 280	1.5 2.5
8	反掘副井、溜矿井	16.5		120		40	3
9	五、190m副井、车场、石门及主运	9		175		50 200	3.5 1.5
10	六、125m副井、车场、石门及主运	9		165		50 200	3.5 1.5
11	七、95m以下副井延探、装备	16.5		155		15 200	10 6(3)
12	八、65m主运、副井石门及车场	5		1250		50	25
13	生探、采准及切割	4		4075		50	14 16
14	九、35m主运、主井石门及车场	9		1000		50 200	20 1.5
15	副井石门及车场	5		175		50	3.5
16	生探、采准	4		4890		50	16
17	十、1#、2#风井反掘	6		310		60	5.2
18	十一、5m主井车场、石门及主运	9		1660		50 200	11 1
19	副井车场、石门	9		200		50	4
20	生探	4		200		50	6.5
21	年开拓工程量						
22	年基建采准工程量						
23	年基建切割工程量						
24	年基建探矿工程量						
25	同时工作凿岩机						
26	年末保有生产准备矿量						



	19××年	19××年	19××年	19××年	19××年
21 年开拓工程量	740 m	1338 m	2850 m	1213 m	240 m
22 年基建采准工程量				2190 m	2485 m
23 年基建切割工程量				7600 m^3	12500 m^3
24 年基建探矿工程量			150 m	4140 m	2000 m
25 同时工作凿岩机	3	4	11	20	20
26 年末保有生产准备矿量					开拓矿量90万t，采准矿量30万t，回采矿量15万t

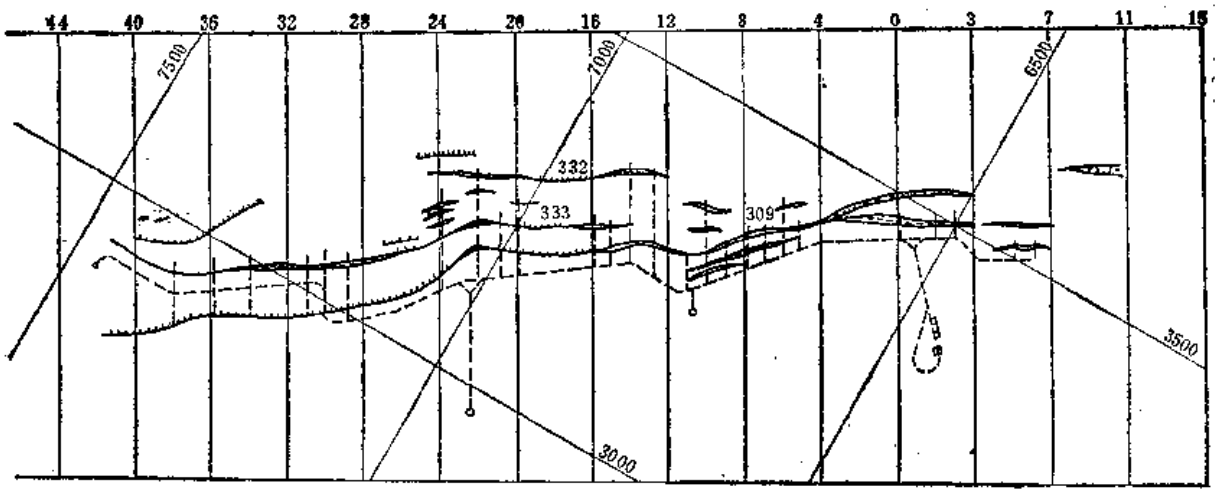


图 11-3　5m阶段平面图

岩机的班产量为65t/台·班，大量放矿的矿块生产能力为200t/台·班。一组生产采场（即一个矿块凿岩，一个矿块部分放矿，一个矿块大量放矿）的平均生产能力为110t/班。

开拓矿量按3a安排，应为30×3=90万t。根据地质资料，65m中段副井以西有储量25万t；35m中段10号勘探线以西有储量30万t；5m中段有储量65万t。65m中段、35m中段的开拓工程及生产探矿工程、5m中段的开拓工程及25万t储量的生产探矿工程，均划归扩建中完成。又根据矿体的分布与生产探矿巷道的布置，预计65m中段副井以西需掘进生产探矿巷道1950m、主运巷道500m，35m中段10号勘探线以西需掘生产探矿巷道2310m、主运巷道500m，5m中段需掘主运巷道1340m和生产探矿巷道2000m。

采准矿量按1a安排应为30万t。65m中段副井以西的储量为25万t；35m中段10号勘探线以西的储量为30万t，合计为55万t，因此矿房矿量应为55×65%=35.75万t。该两个中段的采准工程应在扩建中完成，因此，65m中段的采准工程量为25×85=2125m；35m中段的采准工程量应为30×85=2550m。

回采矿量按0.5a安排应为15万t。65m中段副井以西的储量为25万t，则其矿房矿量为25×65%=16.25万t；切割工程量为25×800=20000m³，这部分切割工程应在扩建中完成。

根据上述条件及要求所编制的进度计划图表如表11-6所示。

第三节　采掘进度计划的编制

一、编制采掘进度计划的目的

编制采掘进度计划用来确定矿山逐年的回采和掘进工作。在基建矿山通过具体安排矿体、阶段和矿块回采的先后顺序，逐年的矿石产量和质量，以及确定矿山具体投产和达到设计产量的日期，进一步验证基建与生产的衔接关系，确定采掘工作所需的设备和人员数量。

二、采掘进度计划的编制原则

（1）在技术可能，经济合理的前提下，应千方百计采取措施使矿山早日投产、早日达到设计产量。

某铅锌矿采掘作业进度计划表

表11-7

阶段名称	矿块或矿段（储量级别）	矿房矿柱	工业矿量（t） 品位(%) Pb	Zn	采出矿量（t） 品位(%) Pb	Zn	采准工作 平巷(m)	天井(m)	副产矿石(t)	切割工作 工作量(m^3)	切割出矿(t)	回采工作 回采出矿(t)	大爆破矿(t)	月掘进效率 采准平巷及天井(m)	切割(m^3)	回采(t)	大爆破矿(t)	第×年	第×年	第×年	第×年	第×年
一	Ⅱ-5-1	房	11650		11391		130	92	1077	505	—	10314	—	100/70	500	3300			1077t 7t/d	10314t 120t/d		
	（全面法）	柱	0.36	4.22	0.32	3.8	—	—	—	—	—	—	—									
	Ⅲ-1-1	房	16866		17237		296	140	1176	962	3088	12973	—	100/70	500	1925			760t 470t 3088t 4t/d 29t/d	12973t 70t/d		
	（充填法）	柱	8.62	16.59	7.84	15.10	—	—	—	—	—	—										
	Ⅲ-3-1	房	20561		21287		168	76	541	1747	3045	5900		100/70	500	1513	4400		514t 3045t 3t/d 15t/d	5900t 11801t 55t/d 160t/d		
	（留矿法）	柱	1.04	1.11	0.88	0.94	—	—	—	—	—	—	—									
	Ⅲ-2-1	房	11895		12345			58	1057	1148	400	2418	4837	100/70	500	1513	4400		1057t 4003t 17t/d 31t/d	2418t 837t 55t/d 160t/d		
	（留矿法）	柱	0.13	5.17	0.11	4.39	—	—	—	—	—	—	—									
	Ⅲ-5-1	房	8589		8657		290	82	1906	339	369	3767	—	100/70	500	3300			8t/d			
	（全面法）	柱	0.43	2.02	0.36	1.67	—	—	—	—	—		—			1238				2615t 45t/d		
	Ⅳ-1-1-3	房	112068		113832		354	285	6787	1209	3450		—	100/70	500	3300 ~1925			6787t 3450t 32t/d 52t/d		23265t 27225t 23100t 120t/d 190t/d 140t/d	15400t 70t/d
	（充填法）	柱	3.43	9.24	3.06	8.23	—	122	—	330	340		—			1238						3401 4952t 10t/d 45t/d
	Ⅳ-3-1-2	房	58897		60968		236	165	1624		5638		13054	100/70	500	1925 ~1513	4400		1624t 12t/d	5638t 48t/d	5775t 11550t 10725t 2534t 13054t 70t/d 70t/d 55t/d 160t/d	
	（留矿法）																					176t
	充填法）	柱	0.94	1.83	0.81	1.62	—	45	—	183	176		—			1238						55t/d 8t/d
二	Ⅳ 2 1		36942		38528		9	78	901	937	3492		22755	100/70	500	1513	4400		901t 13t/d	3492t 40t/d	9078t 2302t 19675t 3080t 55t/d 160t/d	
	（留矿法）	柱	2.33	5.68	1.96	4.70	—	—	—	—	—	—	—	—								
	2 1		21548		22022		75	186	2385	584	1253		—	100/70	500	1925			2385t 1253t 12t/d 19t/d		11550t 6834t 70t/d	
	（充填法）		2.05	8.81	1.87	8.02																
附产矿石（t）																		1247	31046	24048	19262	33221
生产能力(t/a,或t/d)																		1247t/a, 7t/d	31046t/a,94t/d	107713t/a,326t/d	95165t/a,577t/d	264187t/a, 800.5t/d
平均出矿品位Pb/Zn（%）																		4.82/8.96	2.36/6.65	2.65/5.73	2.92/6.23	3.24/5.87
年采出金属量Pb/Zn（t）																		60.11/111.70	733.71/2063.71	2845.86/6164.65	2777.57/5924.58	8557.63/15515.09
年(季)度工作量,采准/切割（m/m^3）																		5061—	2239/6155	1577/5472	763/6756	2097/6892
年度保有三级矿量,备采/采准/开拓（t）																			1595 46/243701 /1540473	1600 36/265631 /1454836	2833 41/367133 /1422197	3341 02/476011 /1218557
同时工作凿岩机台数（台）																		1	3 4 5 4 2 1	5 6 8	8 8	8

（2）根据矿山的开采技术条件，坚持贫富兼采、厚薄兼采、大小（矿体）兼采的原则，合理安排各矿体之间、各个矿体中矿块之间以及矿房矿柱之间的回采顺序，最大限度地利用国家资源。

（3）在遵守合理开采顺序的前提下，对各个矿体或矿块的矿石产量进行必要的调节，把矿石产量和品位在较长时期内保持稳定。

（4）矿山采掘进度计划必须与基建进度计划相适应，基建与生产应很好的衔接，开拓、生产探矿、采准和回采有要合理的超前关系，保有的生产准备矿量应能满足矿山持续、均衡进行生产。

（5）尽量使各年所需的采掘设备、人员和材料消耗保持平衡或基本平衡。

（6）保持矿山通风条件良好，运输畅通，安全、卫生、防火设施完善。

三、编制采掘进度计划所需的原始资料

（1）设计矿山的年产量，规定的投产、达产时间，投产规模；

（2）开拓、运输、通风系统图及回采顺序；

（3）阶段平面图、矿体纵投影图、各种井巷断面图；

（4）各阶段、各矿体矿石储量及品位；

（5）各种采矿方法设计图及主要技术经济指标；

（6）基建进度计划。

四、采掘进度计划的编制

一般分采矿（回采）进度计划图表和掘进进度计划图表两部分。采矿进度计划图表，主要反映回采工作逐年发展情况，对于多品级矿山，还应在此图表中标明逐年各种品级矿石的产量和质量的情况。掘进进度计划图表，主要反映逐年井巷工程进展情况，并用来验证回采与掘进的衔接关系是否协调。

采掘进度计划通常由表格和文字两部分组成，在文字部分说明编制计划的原始资料、编制原则和采掘顺序等；在表格部分中列出开采范围内各阶段的工业矿石量、品位和金属量，并应根据设计推荐的采矿方法和矿床赋存条件所确定的矿石损失率和贫化率，计算出各阶段（或矿体、矿块）的采出矿石量、出矿品位和金属量，此外还应确定同时作业的阶段数目。

采掘进度计划的图表形式繁多，仅以表11-7实例供参考。

第十二章　优 化 设 计

第一节　优化设计的基本概念

优化设计是在设计中应用最优化方法来确定某些参数、方案，即优化设计是根据设计要求，运用专业技术理论和最优化方法，在电子计算机上，从满足设计要求的诸方案、参数中，按规定的指标选出最优设计方案、参数。

一、优化设计的步骤

优化设计的步骤如下。

1．确定设计参数和约束条件　首先明确设计内容，找出参数中的常量与变量。变量是我们拟寻求最优的参数，常量是设计人员不能改变的数值，或根据经验已确定下来的最佳值。有时为了简化问题，把变化区间较小、影响最终经济效益较小的变量，亦做为常量来看待。

约束条件是拟求参数的技术上合理的区间。约束条件是根据自然条件、生产经验、科学实验等客观条件来确定。

2．建立数学模型　数学模型是指目标函数与约束条件。

目标函数的建立，首先是根据设计的性质，确定出评价指标，如成本、利润、损失率、贫化率、生产能力、劳动生产率等技术经济指标。再按工艺、设计内容，找出拟求参数与评价指标间的函数关系。这个函数关系式即为目标函数。

在确定目标函数过程中，一方面要求不能将主要关系忽略，同时亦应将次要关系舍去，进行一定的简化。

如果所采用的评价指标不是单一的，是采用多指标评价，则不仅指标的量纲不同，而且其影响程度亦不同，因此往往无法统一在一个目标函数中。此时可采用指标的无量纲化，再根据指标在拟解决问题中的重要程度，给予权系数，组成综合指标进行评价。

指标的无量纲化可采用十分制或百分制或二十分制，找出该项指标在本设计问题中将会出现的最佳值与最差值，将最高评分赋予最佳值，最低评分赋予最差值，中间值按线性插入法给出。这样可将有量纲的指标化为无量纲的分值。相加后得出综合的单一指标。

3．求解数学模型　根据目标函数的性质来选择寻优方法。

如目标函数和约束条件均为线性方程，可用线性规划方法求解；如均为非线性方程，可用非线性规划方法求解；如所拟解决的问题，在不同生产时期，其目标函数有差异，即解决矿山分阶段发展的决策问题，则应建动态规划模型，用动态规划方法求解。

确定寻优方法后，一般是编制计算程序，上计算机运算，确定出最优方案、参数。

二、优化设计在地下开采设计中的应用

1．应用概况　目前优化设计在地下开采中应用较少，相对来讲，在露天设计中较多。关键在于金属矿山的开采条件复杂，极不易建立数学模型。在大型矿山的井巷施工中，可以运用网络方法确定施工顺序，制定井巷工程进度计划；可以采用优化方法选择采矿方法及工艺参数。在国外，在层状或似层状矿床开采时，曾应用过优化设计方法确定井

田尺寸（详见本章第二节）。

在采矿方法选择上，完全可以运用数值方法进行技术经济分析。采矿方法的技术经济分析经常是采用5～6项指标：采场生产能力、采准比、矿石损失率、矿石贫化率、劳动生产率及主要材料消耗。由于是多指标，一般只能作定性的分析一下来选出采矿方法，这时遇到多项指标不易处理的问题。此时完全可以用数值方法，借助多指标的无量纲化及给出具体条件下的指标的权系数办法，可将多项指标相加为综合的单一指标选优。栾川钼矿运用价值工程方法选出了适用的最佳的采矿方法，取得了良好效果。

2．采矿方法选择例题　某铁矿平均厚度为20m，倾角为40°～50°，矿石及围岩均中等稳固，f＝8～10；铁矿石为60%的富矿，硫、磷含量均很低。

经初选，选出阶段矿房法与无底柱分段崩落法。两种采矿方法的主要技术经济指标列入表12-1。

技术经济指标　　表 12-1

指　　标	单　位	阶段矿房法	无底柱分段崩落法
矿块生产能力	t / d	300	400
劳动生产率	t /工·班	30	50
矿石损失率	%	20	30
矿石贫化率	%	15	25

今用优化方法选出采矿方法。

首先将各项指标无量纲化。为此找出各项指标在该矿床开采条件下，可能出现的范围。在厚矿体中使用中深孔、深孔落矿条件下，矿块生产能力可在150～500t/d，劳动生产率可在20～50t/工班；矿石损失率可在10～30%，矿石贫化率可在10～30%之间。以10分制进行无量纲化。将最佳值给予10分，最差值给予1分，具体的指标按线性插入确定。换算结果列入表12-2。

指标无量纲化的分值　　表 12-2

指　　标	阶段矿房法	无底柱分段崩落法
矿块生产能力	4	7
劳动生产率	4	10
矿石损失率	5	1
矿石贫化率	7	3

该矿的矿石为优质富矿，贫化小时无须选矿，故提高纯矿石回收率是一个关键，因此贫化率指标的权系数赋予3。我国缺少富矿，提高矿石回收率无益是有较大的社会效益，同时提高劳动生产率亦有较大的效益，故这两项指标赋予权系为2。由于矿山产量不十分大，矿块生产能力对该矿石不是一个主要问题，赋予权系数为1。

表12-2的无量纲化的分值分别乘以各自的权系数，得出两方案的最终分值，列入表12-3。

本例采用的是优者高分的计算，故得分为43的阶段矿房法优于得分38的无底柱分段崩落法。最后选取阶段矿房法。

两方案的最终分值 表 12-3

指　标	阶段矿房法	无底柱分段崩落法
矿块生产能力	4	7
劳动生产率	8	20
矿石损失率	10	2
矿石贫化率	21	9
合　计	43	38

第二节　井田尺寸优化设计

今用优化方法确定开采极缓倾斜矿床时的井田尺寸。

一、目标函数

1．基本思想　从生产经验得知，随着盘区的宽度增加，回采巷道的长度增加，其结果是巷道存在年限及维修费用增加；但与此同时，在同一井田内可减少盘区数目和减少盘区巷道的掘进费。同理通风、运输等费用均与井田尺寸有关。从而开拓、采准和某些生产费用是随着井田尺寸变动而变动的，并有极值。因此，可以在具体的地质和开采技术条件下，求出采出每吨矿石费用最低的井田及盘区尺寸。为此建立目标函数。

在目标函数中应包括所求的最优值的变量和原始条件的参数，其表达式为：

$$c=F\ (x,\ y)\ \rightarrow \min$$

而　$x=(x_1,\ x_2,\ \cdots\cdots x_n)$

$$y=(y_1,\ y_2,\ \cdots\cdots y_m)$$

式中　c——最优值的判据，如费用等；

x——拟求的最优值的变量；

y——原始数据，其中包括自然条件、技术数据及经济数据；

n——被求最优值的变量数；

m——原始数据的数量。

这样，我们建立起的数模中包括了自然因素、技术因素和经济因素。但经常需要给出变量的约束条件，使最优值不超出技术可能的合理范围。

在确定目标函数时，在一个具体矿山无论是质量性质的问题（巷道掘进方法、支护方法、采矿方法、机械化程度等）和数量性质的问题（年产量、掘进速度、回采强度等）均需先予以确定。

2．目标函数的建立　现以图12-1的（缓倾斜矿床，竖井开拓），盘区布置为例，建立目标函数。

可按下式去寻求最优值：

$$c=\sum_{i=1}^{m}(c_i+Ek_i) \qquad (12\text{-}1)$$

式中 c_i——每吨矿石某工序的开采费用；

E——投资效果系数；

k_i——折算到投产时某工程的单位投资额，元/t·a；

$$k_i = k_i(1+i_0)^{t_i}$$

i_0——贷款利率；

t_i——从该项工程开始贷款至投产的年限。

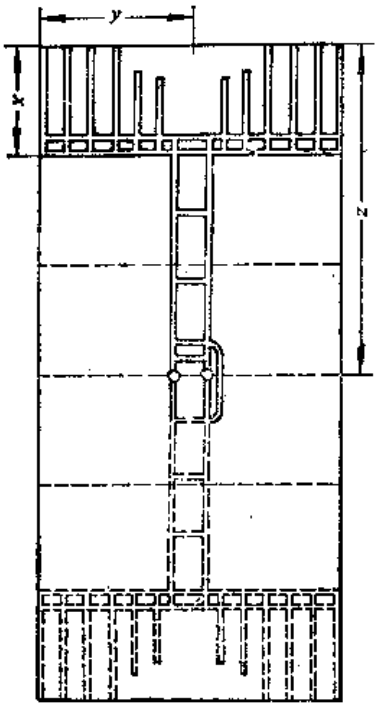


图 12-1 盘区布置图

拟求的最优值为：z——井田长度；x——盘区宽度；y——盘区长度；而 $2y$ 为井田宽度。

已知的技术条件为各类巷道的断面、支护型式，掘进速度，矿房宽度 d、回收率 k、单位面积矿床的开采强度 p、年产量 A 等等。

将 Σc_i 及 Σk_i 分别写成：

$$\Sigma c_i = c_0 + c_0' + c_1 + c_1' + c_2 + c_2' + c_3 + c_4 + c_4' + c_5 + c_5' + c_6 + c_7 + c_8$$

$$\Sigma k_i = k_0 + k_0' + k_1 + k_2 + k_3 + k_4 + k_5$$

现在来看上述两个展开式的各项。

（1）c_0——摊销到每吨矿石中的地表设施费。

$$c_0 = \frac{B}{2kpyz}$$

式中 B——地表设施投资。

（2）k_0——地表设施的单位投资额。

$$k_0 = \frac{B}{A}(1+i_0)^{t_1}$$

式中 t_1——从支付地表设施费用到投产的时间。

（3）c_0'——摊销到每吨矿石中的地表设备购置费。

$$c_0' = \frac{F}{2kpyz};$$

式中 F——按整个生产时间折旧的设备购置费。

（4）k_0'——地表主要设备的单位投资额。

$$k_0' = \frac{F}{A}(1+i_0)^{t_2}$$

式中 t_2——从支付购置设备费用开始到投产的时间。

（5）c_1——摊销到每吨矿石中的竖井掘进费。

$$c_1 = \frac{2ha}{2kpyz}$$

式中 h——井深；

a——每米井筒造价。

（6）k_1——每吨年产矿石量的井筒投资额。

$$k_1=\frac{2h\alpha}{A}(1+i_0)^{t_3}$$

式中 t_3——从开始建井到投产的时间。

（7）c_1'——销到每吨矿石中的竖井维修费。

$$c_1'=\frac{2h\beta T}{2}/(2kpyz)$$

式中 β——每米井筒年维修费；

T——井筒存在年限。

$$T=\left(\frac{h}{i_1}+\frac{z}{i_2}+\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyzp}{A}\right),$$

式中 i_1——井筒掘进速度；

i_2——主运平巷掘进速度；

i_3——盘区巷道掘进速度；

i_4——切割巷道掘进速度。

$$\therefore \qquad c_1'=h\beta\left(\frac{h}{i_1}+\frac{z}{i_2}+\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kpyz}{A}\right)/(2kpyz)$$

（8）c_2——摊销到每吨矿石中的井底车场掘进费。

$$c_2=\frac{D}{2kpyz}$$

式中 D——井底车场掘进费。

（9）k_2——井底车场的单位投资额。

$$k_2=\frac{D}{A}(1+i_0)^{t_4}$$

式中 t_4——从支付井底车场费用开始到投产的时间。

(10) c_3——摊销到每吨矿石中的主运巷道掘进费。

$$c_3=2za_1/2kpyz$$

式中 a_1——每米主运掘进费。

(11) k_3——主运巷道的单位投资额。

$$k_3=\frac{2za_1}{A}(1+i_0)^{t_5}$$

式中 t_5——从支付主运巷道掘进费开始到投产的时间。

(12) c_3'——摊销到每吨矿石中的主运维修费。

$$c_3'=\frac{2z\beta_1T_1}{2}\Big/(2kpyz)$$

式中 β_1——每米主运巷道的维修费；

T_1——主运巷道存在时间。

$$T_1=\frac{z}{i_2}+\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyzp}{A}$$

$$\therefore \qquad c_3'=\frac{z\beta_1}{2kpyz}\left(\frac{z}{i_2}+\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyzp}{A}\right)$$

(13) c_4——摊销到每吨矿石中的盘区巷道掘进费

$$c_4=\frac{2\times 2yza_2}{x2kpyz}$$

式中 a_2——每米盘区巷道掘进费。

$$\therefore \qquad c_4=\frac{2a_2}{kpx}$$

(14) k_4——盘区巷道的单位投资额。

$$k_4=\frac{4ya_2}{A}(1+i_0)^{t_6}$$

式中 t_6——从支付掘进盘区巷道费用开始到投产的时间。

(15) c_4'——摊销到每吨矿石的盘区巷道维修费。

$$c_4'=\frac{2\times 2yz\beta_2T_2}{2x}\Big/(2kpyz)$$

式中 β_2——每米盘区巷道维修费；

T_2——盘区巷道存在时间。

$$T_2=\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyxp}{A}$$

$$\therefore \qquad c_4'=\frac{\beta_2}{kpx}\left(\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyxp}{A}\right)$$

(16) c_5——摊销到每吨矿石上的切割巷道掘进费。

$$c_5=\frac{2yza_3}{d2kpyz}=\frac{a_3}{dkp}$$

式中 a_3——每米切割巷道掘进费。

(17) k_5——切割巷道的单位投资额。

$$k_5=\frac{n_0xa_3}{A}(1+i_0)^{t_7}$$

式中 t_7——从支付切割巷道掘费开始到投产的时间；

n_0——投产时的工作面数。

$$n_0=\frac{k'A}{kpid}$$

式中 k'——回采矿量占采出矿量的%；

i——工作区掘进速度。

$$\therefore \qquad k_5=\frac{k'a_3x}{kpid}(1+i_0)^{t_7}$$

(18) c_5'——摊销到每吨矿石中的切割巷道维修费。

$$c_5'=\frac{2yz\beta_3T_3}{2d}\Big/(2kpyz)$$

式中 β_3——每米切割巷道的维修费；

T_3——切割巷道存在时间。

$$T_3=\frac{x}{i_4}+\frac{x}{i}$$

式中 i——切割巷道的报销速度即工作面推进速度；

$$\therefore \qquad c_5'=\frac{\beta_3(i+i_4)x}{2dkpii_4}$$

(19) c_6——每吨矿石运输费。

$$c_6=\frac{x}{2}q_1+\frac{y}{2}q_2+\frac{z}{2}q_3+hq_4$$

q_1、q_2、q_3和q_4分别为采矿、盘区、主运和竖井的吨公里运输提升费。

(20) c_7——摊销到每吨矿石中的通风费。

$$\text{主扇功率为}W=\frac{QH}{102\eta}$$

式中 Q——流量；

η——效率；

H——压头。

$$H=a\frac{PL}{S^3}Q^2,$$

式中 a——巷道阻力总数；

L——巷道长度；

S——巷道断面；

P——巷道周长。

总电费 $$c_d=\frac{24\times365T_i\,PLQ^3\gamma}{102S^3\eta}a$$

式中 T_i——工作年数；

γ——电价

设 $$k_i=\frac{aP24\times365\gamma}{102S^3\eta}$$

则 $$c_d=k_iQ^3LT_i$$

出入风井： $T=\frac{h}{i_1}+\frac{z}{i_2}+\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyzp}{A}$；此时$k_i=k_1$和$L=2h$

主运及回风巷： $T_1=\frac{z}{i_1}+\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyzp}{A}$；此时$k_i=k_2$和$L=2\frac{z}{2}$

盘区巷道： $T_2=\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyxp}{A}$；此时$k_i=k_3$；$L=4\frac{y}{2}$

切割巷道： $T_3=\frac{x}{i_4}+\frac{x}{i}$；此时$k_i=k_4$；$L=4\frac{x}{2}$

$$\therefore \quad c_7=\Big\{2hQ^3k_1\Big(\frac{h}{i_1}+\frac{z}{i_2}+\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyzp}{A}\Big)$$

$$+2k_2Q^3\frac{z}{2}\Big(\frac{z}{i_2}+\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyzp}{A}\Big)+\Big[4k_3\Big(\frac{Q}{2}\Big)^3$$

$$\frac{y}{2}\Big(\frac{y}{i_3}+\frac{x}{i_4}+\frac{2kyxp}{A}\Big)+4k_4\Big(\frac{Q}{2}\Big)^3\frac{x}{2}\Big(\frac{x}{i_4}+\frac{x}{i}\Big)\Big]\frac{z}{x}\Big\}\Big/$$

$$(2kyzp)$$

(21) c_8——摊销到每吨矿中的排水费。

$$c_8=q_5$$

将上述1～21代入公式（12-1），经整理得：

$$c=M_1xx+M_2\frac{1}{x}+M_3y+M_4\frac{1}{y}+M_5\frac{z}{y}+M_6Z+M_7\frac{x}{y}$$

$$+M_8\frac{y}{x}+M_9\frac{1}{yz}+M_{10}\frac{1}{z}+M_{11}\frac{x}{yz}+M_{12}$$

上式即为目标函数，其系数为：

$$M_1=\frac{\beta_3(i+i_4)}{2kpdi_4i}+\frac{k'a_3E(1+t_0)^{t_7}}{k'pid}+\frac{q_1}{2}$$

$$M_2=\frac{2a_2}{kp}$$

$$M_3=\frac{2\beta_2}{A}+\frac{4a_2E(1+i_0)^{t_6}}{A}+\frac{k_3Q^3}{4A}+\frac{q_2}{2}$$

$$M_4=\frac{h\beta}{2kpi_2}+\frac{a_1}{kp}+\frac{hQ^3k_1}{kpi_2}$$

$$M_5=\frac{\beta_1}{2kpi_2}+\frac{k_2Q^3}{2kpi_2}$$

$$M_6=\frac{\beta_1}{A}+\frac{k_2Q^3}{A}+\frac{2a_1E(1+i_0)^{t_5}}{A}+\frac{q_3}{2}$$

$$M_7=\frac{\beta_1}{2kpi_4}+\frac{k_2Q^3}{2kpi_4}+\frac{k_4Q^3}{8i_4kp}+\frac{k_4Q^3}{8kpi}$$

$$M_8=\frac{\beta_2}{kpi_3}+\frac{k_3Q^3}{8kpi_3}$$

$$M_9=\frac{B}{2kp}+\frac{D}{2kp}+\frac{F}{2kp}+\frac{ha}{kp}+\frac{\beta h^2}{2kpi_1}+\frac{h^2Q^3k_1}{kpi_1}$$

$$M_{10}=\frac{h\beta}{2kpi_3}+\frac{hQ^3k_1}{kpi_3}$$

$$M_{11}=\frac{h\beta}{2kpi_4}+\frac{hQ^3k_1}{2kpi_4}$$

$$M_{12}=\frac{BE(1+i_0)^{t_1}}{A}+\frac{FE(1+i_0)^{t_2}}{A}$$

$$+\frac{DE(1+i_0)^{t_4}}{A}+\frac{2haE(1+i_0)^{t_5}}{A}+\frac{2hQ^3k_1}{A}+\frac{k_3Q^3}{8kpi_4}$$

$$+\frac{h\beta}{A}+\frac{\beta_1+k_2Q^3}{2kpi_3}+\frac{\beta_2}{kpi_4}+\frac{a_3}{kpd}+hq_4+q_5$$

二、寻优方法

1．一维梯度法　建立起目标函数后，寻求最优值的方法较多，这里简单介绍求解两维问题的一维梯度法。

得出目标函数后，给出起始点x_0，y_0从起始点出发，沿某一个有利的方向进行搜索，求得目标函在这一方向上的近似最小值（x_1，y_1）。再从（x_1，y_1）出发沿某一新的有利方向进行搜索，求出新方向上的最小值，直到求得最佳值为止。

为此，需先给（x，y）的约束条件：

$$x_1\leqslant x\leqslant x_2;\ y_1\leqslant y\leqslant y_2$$

这是为了使所求得值一定要落在技术上合理的区间内。

每次迭代的结果均应满足约束条件及满足下列条件：

$$c(x_{i+1},\ y_{i+1})<c(x_i,\ y_i)$$

在梯度法中是按负梯度方向搜索：

$$\nabla c_i=\left(-\frac{\partial c}{\partial x_i},\ -\frac{\partial c}{\partial y_i}\right)$$

梯度是一个向量，是函数变化率最大的方向，并指向变量增加的方向。

在梯度方向取最优步长h_i。有了h_i后，即可以找出下次的新起点$i+1$：

$$\nabla x_i=h_i\frac{\partial c}{\partial x_i};$$

$$\nabla y_i=h_i\frac{\partial c}{\partial y_i}$$

变量的新值为：$x_i+1=x_i+\nabla x_i$

$$y_{i+1}=y_i+\nabla y_i$$

如果选取的步长使某个变量超出约束条件的区间外，则该变量取约束条件的边界值。进一步搜索时，该变量是在边界上运动。

迭代一步后，一定使$\nabla c_i\,\nabla c_{i+1}\geqslant 0$。如果乘积为负值，说明梯度方向已改变，已超出了极值。此时可取原步长h_i的一半，再代入，直到最后在足够精度e条件下逼近极值。

这些计算是必须依靠电子计算机方能完成。

2．通用式简介　现将上述的一维梯度法的通用式简介如下。

设目标函数$f(x)$，x为n维向量，求目标函数$f(x)$的最小值。

给定$x^{(0)}$，先求出该点的梯度：$G^{(0)}=\nabla f(x^{(0)})$及梯度方向的单位向量$E^{(0)}$，并以此方向的反方向为搜索方向进行搜索，寻求最优步长$h^{(0)}$，使在此方向的目标函数值最小，即

$$f(x^{(0)}-h^{(0)}E^{(0)})=\min f(x^{(0)}-hE^{(0)})$$

一旦找到了$h^{(0)}$，就可得到新点$x^{(1)}$：

$$x^{(1)}=x^0-h^{(0)}E^{(0)}$$

然后以$x^{(1)}$为新起点，重复以上步骤，直到满足给定的收敛要求为止。

数学表达式如下：

若出发点为$x^{(j)}$，则：

$$G^{(j)}=\nabla f(x^{(j)})$$

$$E^{(j)}=G^{(j)}/\|G^{(j)}\|$$

$$f(x^{(j+1)})=f(x^{(j)})=f(x^{(j)}-h^{(j)}E^{(j)})$$

$$=\min f(x^{(j)}-hE^{(j)})$$

$$x^{(j+1)}=x^{(j)}-h^{(j)}E^{(j)}$$

式中 G——梯度向量；

$\|G\|$——梯度向量的模，$\|G\|=\sqrt{\Sigma(g_i)^2}$。

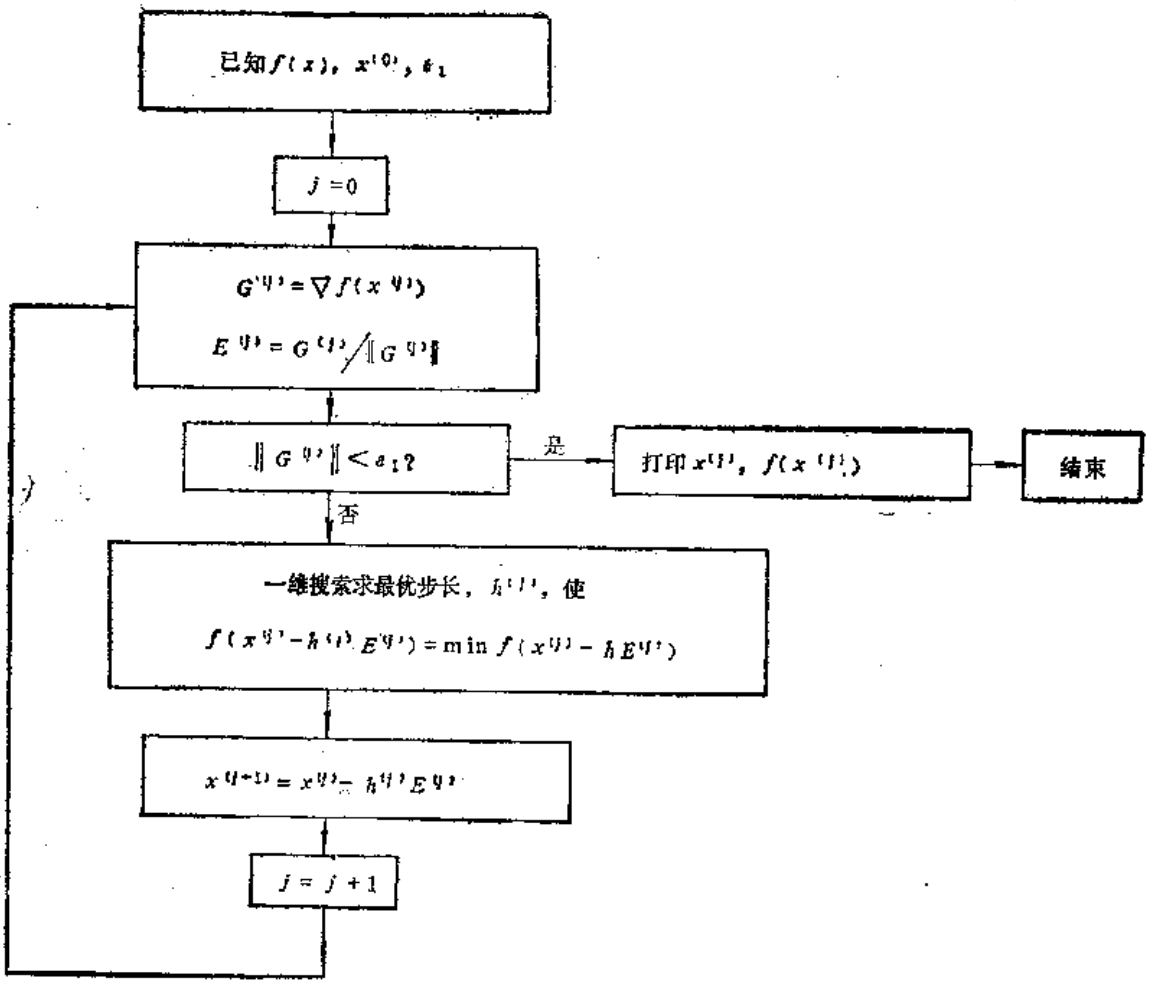
控制迭代的收敛要求可为：

$$\|G^{(j)}\|\leqslant e_1$$

或 $$|f(x^{(j+1)})-f(x^{(j)})|\leqslant e_2$$

或两者兼有。

电算框图如下。



参 考 文 献

[1] 解世俊主编：金属矿床地下开采，冶金工业出版社，1979年。
[2] 国家计委标准定额局编：二业项目经济评价方法与参数，中国计划出版社，1987年。
[3] 国家科学技术委员会、国务院技术经济中心编：工业建设项目可行性研究经济评价方法——企业经济评价，东北财经大学出版社，1985。
[4] 张玉清著，矿山技术经济学，冶金工业出版社，1987年。
[5] 陶树人著：矿山设计经济评价方法，煤炭工业出版社，1983年。
[6] 千住镇雄著：经济工程学，中国金属学会冶金技经会，1983年。
[7] 采矿设计手册，矿床开采卷，下卷，中国建筑二业出版社，1987年。
[8] 黎益之、黄益民著：矿山技术选优学，《湖南冶金》编辑部出版，1985年。
[9] П. И. 戈洛捷茨基著：矿山企业设计原理，冶金工业出版社，1958年。
[10] И. И. Зурабишвили, Л. Б. Микадзе Оптимизация вскрытия и подготовки пологих рудных месторождений, Недра, Москва, 1983年。