JINSHUKUANGDIXIAKAICAISHEJIYUANLI

金属矿地下开采设计原理

金属矿地下开采设计原理

王庐山　编著

中南工业大学出版社

金属矿地下开采设计原理

王庐山　编著

责任编辑：何彩章

插图责任编辑：刘楷英

*

中南工业大学出版社出版发行

湖南省岳阳印刷厂印装

湖南省新华书店经销

*

开本：787×1092/32　印张：8.625　字数：186 千字　插页：7

1989年8月第1版　1989年8月第1次印刷

印数：0001—1500

*

ISBN 7-81020-225-1/TD·014

定价：1.70 元

编 者 的 话

《金属矿地下开采设计原理》是按照采矿专业课程设置和教学大纲所规定的内容编写的。主要内容包括：设计程序和原始资料；可行性研究及其计算；矿山生产能力及服务年限；矿山总平面布置；矿床开拓方案经济评价；矿床开采进度计划的编制等等。这些内容是金属矿床地下开采专业学生将来无论从事科研、教学、设计或生产都必须掌握的基本知识。因此为必修课，教学时数为30～40课时。

本教材也可作为企业管理专业人员以及从事生产和设计的采矿工程技术人员的重要参考书籍。

由于编者水平有限，且因矿山企业技术经济和政策正处于改革过程中，故内容难免存在错误和不足，诚恳欢迎读者批评指正。

中南工业大学采矿系　王庐山
1988年8月

目　　录

第一章　矿山企业设计程序及原始资料

§1　矿山企业设计程序……（1）
§2　可行性研究和初步设计的主要内容……（5）
§3　矿山企业设计的原始资料……（8）
§4　设计对地质资料的要求……（11）

第二章　矿山企业投资效果可行性研究及其计算

§1　概　述……（17）
§2　矿山投资项目可行性研究经济评价的一般原则……（20）
§3　矿山投资项目和资金来源……（22）
§4　矿山生产成本分析……（28）
§5　经济分析基本公式及计算实例……（33）
§6　矿山投资项目的企业经济评价……（43）
§7　敏感性分析……（78）

第三章　冶金坑内矿山生产能力和矿井服务年限

§1　确定矿山生产能力的重要意义……（100）
§2　影响矿山生产能力的因素……（101）
§3　采出矿石量与最终产品量的关系……（105）

§ 4 技术上确定可能的矿山生产能力……(106)
§ 5 矿山生产能力的校验方法……(126)
§ 6 资本主义国家确定生产规模和服务年限常用的方法……(134)
附作业题……(136)

第四章 矿山总平面布置

§ 1 概述……(146)
§ 2 总平面布置原则……(148)
§ 3 矿山总平面布置……(150)
§ 4 矿山地面外部运输方式的选择……(159)
§ 5 管线布置……(161)

第五章 矿床开拓方案经济评价

§ 1 概 述……(166)
§ 2 开拓方案比较步骤……(167)
§ 3 经济效果的综合分析……(177)

第六章 矿床开采进度计划的编制

§ 1 概 述……(184)
§ 2 基建工程量的确定与投产指标……(186)
§ 3 三级矿量及回采顺序……(192)
§ 4 基建进度计划的编制……(202)
§ 5 矿床采掘进度计划的编制……(207)
§ 6 矿石质量平衡的进度计划编制……(216)

第七章 矿床开采工业指标

§ 1 概 述……(220)
§ 2 最低工业品位的确定方法……(225)
§ 3 品位换算……(231)
§ 4 最小工业厚度和最小米百分值……(236)

第八章 道路设计和土方工程量计算

§ 1 矿山道路及其布置……(243)
§ 2 道路的主要技术要求……(247)
§ 3 公路或道路定线基本原则……(256)
§ 4 土方工程量计算……(259)

审核批准，县办小型矿山要由地方储委审核批准，这样，其贮量报告才能作为设计的原始资料。

一般的生产性项目都要经过四个阶段，如图1—1所示。

矿山企业设计程序，一般属于规划期和准备期的一部分。

（一）可行性研究：广泛收集研究有关资料，初步论证建设项目在技术、经济上是否可行，并经过多方案比较，推荐最佳方案，提供给决策机关作为编制设计任务书的依据。

（二）设计任务书

在可行性研究的基础上，对所推荐的各类最佳方案，进行深入审查，并落实各项建设条件和协作配合条件。

设计任务书是初步设计的依据，它是确定建设布局、建设规模、产品种类、主要协作关系和建设进度的重要文件，所有大中小型矿山建设项目，都应按规定编制设计任务书。

设计任务书的主要内容：

（1）指明建设地区的地点，规定企业性质（单独企业和联合企业）和企业各组成部分的协作关系。

（2）建设目的：说明该企业对全国和本地区国民经济的主要意义和作用。

（3）企业设计规模：规定主要产品的生产能力，品种和质量的要求。

（4）拟订建设期限，企业的分期建设和建成后的最终规模，规定设计阶段和投入生产的顺序。

（5）建设根据：指明资源条件、原材料、燃料、动力

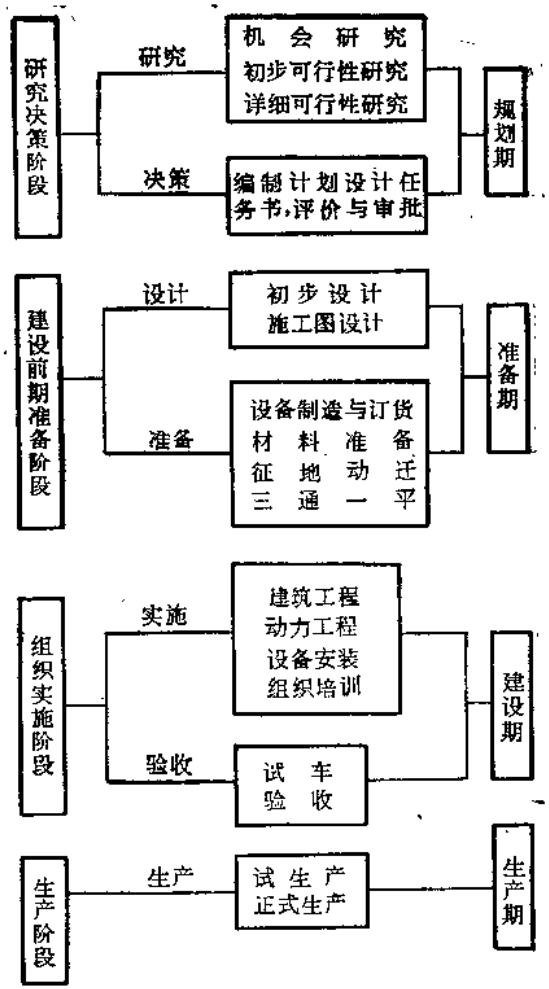


图 1—1　生产项目过程及阶段

的供应和运输条件，技术人员和劳动力的来源，生活资料的

供应条件。

（6）指明工业用水和生活用水的条件，电的供应关系，资源的综合利用建议等。

（7）规定投资额，分期分批开拓，住宅建筑的基本方针。

（8）远景扩建及其它特殊条件的指示。

（9）对于扩建和改建项目，在任务书中，还应指明现有资源的利用情况，原有固定资产情况和可利用程度。

接受设计任务，必须以该项目批准的任务书为根据，因为它不但是必要的行政管理手续，而且该文件所规定的设计项目的性质、投资和规模等内容，是我们在设计中贯彻执行党的基本方针、政策的重要方面。没有经过上级机关批准的正式任务书，一般不进行设计。

（三）初步设计：是项目决策后的具体实施方案，也是进行施工准备的主要依据。具体内容见下节。

（四）施工设计（施工图）

根据已批准的初步设计，按照各项工程和部件，增绘施工图，例如绘制竖井施工图，构筑物的结构详图；按照设备图和建筑图，绘制施工安装图，开拓巷道的支护和装备图等等。

编制施工图时，在不降低生产能力和提高基本建设费的前提下，可利用类似工程的施工图纸或标准图。

施工图可按工程项目分期分批的支付给施工单位，以保证建设进度按计划实现。

一般施工设计不需要上级机关批准，只要经过设计单位技术负责人签字后，就可用于施工。

究建设项目的经济合理规模及发展远景。

2、根据建设地址、矿产资源、交通运输、动力供应、水文地质、公共设施等情况，研究最佳的建设条件。

3、考察国内外生产技术、工艺流程、设备选型、节能措施等，研究采用先进适用的最优技术方案。

4、按照企业组织、劳动配备、经营管理水平等条件，研究企业的经济活动，力求取得较高的劳动生产率。

5、考虑材料设备供应，施工技术，组织水平，场地环境条件，研究建设进度，以达到最短的建设周期。

6、安排建设资金，划分投资构成，预测产品成本，进行现金流量财务分析，计算投资收益率，预测投资回收期，检验项目敏感性，对经济效果进行综合评价。

可行性研究必须由技术经济研究水平较高，信誉状况较好，并经相当一级审定的单位来承担。

在国外，可行性研究一般分机会研究，初步研究，详细研究三个阶段。

1、机会研究。主要是提出项目投资建议，就一个地区域部门的资源条件，市场需求，社会环境，研究某种需要的趋势，进行投资的鉴别工作，寻求投资机会，判断该项目有没有深入研究的价值和必要。机会研究，大部分借助于已有的指标，数据和工作成果，研究时间较短，是以定性为主的大致分析，投资估算误差为±30%，机会研究费用约占总投资的0.2～1.0%。

2、初步研究（或预可行性研究）。提出较为系统的设想方案，是机会研究与详细研究之间的工作，为详细可行性研究打下基础。因此，它涉及到各个方面，研究市场、规

模、选址、投资、风险、效果等，对项目进行筛选。初步可行性研究既要有定性分析，又要进行定量分析，投资匡算误差为±20%，初步可行性研究费用约占总投资的0.25～1.5%。

3、详细研究（最终可行性研究）。是为决策项目提供技术经济和商业上的充分依据，是要完成对一个项目的市场需求，产品选择、原料来源、生产规模、工艺技术、设备选择、人员组织、项目构成、建筑面积、地址选择、投资总额、建设周期、财务评价、风险分析、经济效果等全面的较准确的分析计算和论证，提出完备的方案，以达到确定项目，起到向银行申请贷款的作用，投资概算误差为±10%，详细可行性研究费用占总投资的比例：小型项目为1.0～3.0%，大型复杂项目为0.2～1.0%。

三、初步设计的要求

初步设计必须根据已批准的〈设计任务书〉及〈可行性研究〉报告中已确定的规模、服务年限、对矿区选择、开采方法、开拓方案、厂址、建设程序、资源的综合利用、技术装备、机修、工业和生活用水供电、燃料及内外部运输等原则问题，进行具体设计，详细地论证各项技术决策的技术经济合理性，上级审批后，初步设计的内容和深度应满足下列要求：

1．指导编制施工图

2、基建施工和企业生产准备

3、控制基建投资和编制基建进度计划

4、设备材料的订货和准备等。

四、初步设计的主要内容

初步设计包括设计说明书和图纸两部分，设计说明书的

编制，是根据生产规模大小，矿山具体条件不同无统一规定，是创造性的工作：一般要求能充分贯彻有关的各项方针政策，要有辩证唯物观的分析，要贯彻少而精，主要计算结果应精确无误，说理清楚，证据有力，文字通顺，语句精练，标点符号齐全。其内容一般包括：

序　言

1）总论

2）企业主要技术经济指标汇总

3）矿区地质和水文地质

4）采矿

5）总图运输部分

6）破碎筛分、选矿部分

7）矿山机械设备部分

8）电气部分

9）建筑部分

10）概算或预算部分

§3　矿山企业设计的原始资料

原始资料是客观事物的反映，原始资料不确切，或运用不适当，会引起设计中技术上的错误，而给国民经济带来损失。

企业在进行设计时，必需遵照国家规定的设计程序和批准的设计任务书进行编制。

设计所用的原始资料归纳起来可分为下列几方面：

（1）地质勘探报告书和附图

根据批准的矿区地质最终勘探报告及附图，包括地形测量资料及地形图。在水文地质条件复杂的矿山，应有水文地质勘探报告。

勘探报告应说明该矿床地质结构、矿床特征、矿体形状及产状，矿石质量、品种、矿石及围岩的物理机械性质，矿石加工工艺的技术特征。附图中应有矿区地质地形勘探工程综合图：1/2000或1/1000，全套的勘探剖面图1/1000，分中段贮量计算图，对缓倾斜矿床应有矿床顶底板等高线图。图纸比例要求配套。

（2）技术经济资料

设计中各种方案的技术经济比较，经济概算书的编制，都需要经济指标。经济指标误差大，会造成方案选择错误，投资偏大或过小。

对于新矿山搜集经济指标的内容有：地理经济状况，地区工业发展性质、电力、水源、燃料、劳动力、材料供应条件，类似地区或厂矿的生产指标和定额。应选取矿山企业正常生产一年以上的平均先进指标，即高出定额数值再加以算术平均。

对改建矿山除上述资料外应查明：房屋和设备利用情况，企业技术特点，生产过程的优缺点，各种指标消耗定额的分析等。

（3）工程地质资料

荷重较大的房屋及基础较深的厂房车间等建筑物和构筑物，都应了解土壤性质、土层厚度、地下水面深度、岩层情况。对有地震影响的地区，应有地震裂度等级资料。主要竖井施工前应有井筒中心钻孔柱状图。

（4）气象及水源资料：

气象包括四季气温的变化，年最高温度和最低温度、平均温度、降雨量和降雪量、冰冻时期，在河流附近的企业应有洪水位，山区应有山洪暴发资料。对上述资料一般都是来自地区气象台的统计材料，由于小区基地地形的变化（特别是山区建矿）往往有些出入，所以对该矿区的气温变化，降雨量和降雪量，主导风向一年内冰冻时间，温湿度要在现场进一步调查，才不致脱离实际。

查明矿山工业用水和生活用水的水源、水质、水量。

（5）地方材料

查明矿区附近有否建筑材料、燃料，其数量、单价、交通情况和运输距离怎样，若当地不产或来源不足时，应查明其它地方的来源，供应数量价格等。

（6）设备资料

矿山主要设备订货和配件的工厂、价格、质量等。

（7）各种协议资料

建设一个矿山，涉及的问题较多，如外部运输就应和其它部门签订铁路或公路的接轨，货运和货运站等协议，此外还有征地、供电、电讯、水源地、污水处理、材料供应、环境保护等协议，总之建设矿山时和附近或其他单位有联系的问题，应有协议书。这些协议书一般由矿方负责签订，或设计部门提出要求。

（8）对改建的矿山，应有矿山现状，如建筑物、矿山已有设备的固定资产、库存设备和材料、各种定额和生产指标、开拓和采矿方法、贮量等。

除上述原始资料外，设计者到施工单位进行调查研究，

了解施工能力、技术力量、设备备件等。

总之，调查研究、收集资料工作，往往不是一次就能完成的，必须随着设计过程的不断深化，反复地进行深入细致的补充和验证，才能得到第一手材料和正确的方案。

§ 4 设计对地质资料的要求

一、地质勘探报告书和附图

根据批准的矿区地质最终勘探报告及附图，包括地形测量资料及地形图。在水文地质条件复杂的矿山，应有水文地质报告。

设计工作者应审查和掌握矿床的勘探程度，勘探工作是否充分揭露矿体在空间位置上的分布、矿体产状、形态和变化规律、品位变化、矿体上下盘围岩中是否另有矿体存在。对以前采过的矿体其老窿分布情况，矿体边界是否圈定，勘探工程布置，在垂直方向是否保持同一水平，勘探网的密度、勘探深度是否符合该勘探类型矿床的要求。岩心采取率及钻孔弯曲率方位角的测量是否合适等等。

二、矿床勘探贮量级别的要求

矿石的贮量和品位是矿山建设投资的基础，新建矿山或改建矿山都必须有相当数量和品级的贮量。

根据勘探程度的不同，把矿床工业贮量划分为A、B、C、D四级。

A级贮量——大致相当于过去A_1 A_2级。即开采贮量，是矿山生产期间准备采出的贮量。是在B级贮量的基础上经生产勘探进一步探明的储量。

表 1—2　　有色稀有金属矿床开采设计所需各级贮量比

勘探类型	矿床特征	矿山规模 吨/日	所需储量 万吨	各级贮量比例（%）		
				B	C	D
I	层状、似层状、品位分布均匀的矿体。	采选日处理量5000以上	3500～5000以上	10～15	75～90	0～10
II	形状较复杂、矿层较厚、深度大、规模大的条带状和透镜状矿体、品位稳定	2000～5000	150～3500	5～10	75～90	0～20
III	形状复杂、品位及厚度变化较大的似层状、囊状、脉状矿体	500～2000	60～200	0～5	70～90	10～20
IV	形状非常复杂品位不稳定的管状和竖立囊状矿体，以及分散的小矿条和小透镜体等	150～500	50～200	—	50～80	20～50

80～100米，可获得C级贮量。

第三类型——形状复杂，品位和厚度不稳定的脉状，囊状矿床，钻孔网密度沿走向布置距离为80～100米，沿倾斜布置距离为60米，可获得C级贮量。

第四类型——形状复杂，品位和厚度变化大，矿脉有分歧复合交错产生，如细脉群与管状矿体。钻孔网的密度沿走向布置距离为40～45米，沿倾向布置距离为40～50米，可获得C级贮量。

有色金属矿床多属第三、四类型，而黑色金属（铁、锰等）多为一、二类型的矿床，勘探类型详细情况可参看地质贮量规范、D级贮量，单独不能作为设计基础。一般是高级贮量外推部分的D级贮量比较可靠。D级贮量作远景贮量考虑。

在勘探深度方面，小型矿及第四类型矿床C＋D级贮量应控制到深度为100～200米。中型矿及第三类型矿床，C级贮量控制深度为100～150米。D级贮量控制深度250～300米。大型矿一、二类型B＋C级贮量控制深度200～300米。D级贮量控制深度应为400～500米。小型地方工业矿床不作规定。

在水文地质方面查明矿床和围岩的含水性对采掘工作的影响，开采时期流入矿区中的最大和平均涌水量、水的性质、来源和工业用水的条件。

要求地质报告中查明和圈定出氧化矿和原生矿的贮量，以便选矿设计考虑不同的流程，采矿设计考虑分采和混采问题，对于贮量的计算应按矿体、按矿石种类，分别计算工业矿量和远景矿量，设计中必要时应自行分阶段计算贮量。一

般用地质断面法和矿体块段法计算贮量。

设计单位和人员对地质资料应认真研究，对资料中不符合设计标准部分或存在问题，应及时书面审报提请上级机关予以解决，以确保设计质量。

第二章　矿山企业投资效果可行性研究及其计算

§1　概　述

可行性研究（*Feasibility Study*，有人译为现实性研究，也有引伸为开发前景评价），它在国外已逐渐成为研究建设项目的一种科学方法。

在外拟建矿山的经济研究可分为：初步评价、中间性经济研究和可行性研究三个阶段。

我国国家计委文件指出，投资项目的可行性研究是建设前期工作国的要内容，是基本建设组成部分。为了避免和减少建设项目决策的失误，提高建设投资的综合经济效益，适应我国全面开创社会主义建设新局面的要求，必须做好投资项目的可行性研究。

矿山投资建设，在下达任务书之前，根据国民经济长期规划和地区规划，行业规划的要求，对矿山建设项目在技术工程和经济上是否可行和合理，进行全面分析论证，作多方案比较，提出评价。

经济计算是矿山投资建设的可行性研究的核心，计算的成果及其质量，对投资决策产生直接的影响，因此必须有高度的可靠性，指明所推荐的矿业工程，能否满足贷款单位的

经济要求，应使贷款单位确信，工程发起人所提交的工程能按照贷款条件偿还资金和利息。可行性研究报告，是银行贷款文件的可靠凭证，是任务书的主要依据，是确定建设项目前必不可少的一项工作程序。

我国在第一个五年计划期间，基本建设程序是沿用苏联模式，没有规定进行可行性研究阶段，只进行了编制项目建议书、方案意见书、设计任务书等工作，这对当时正确选择项目起了积极作用。但这与可行性研究相比，其内容、深度都有一定差别。后来在“左”的思想影响下，有的项目就连这些基础工作也丢掉了，甚至出现盲目确定建设项目的现象，发生许多失误，造成很大损失。总结过去的经验教训，可概括为以下十种失误：

①产品滞销。确定项目不依据国家计划和市场预测，只看当前某种产品是“短线”就上项目，建成后成了“长线”，造成产品滞销。

②经济亏损。在只算“政治帐”不算“经济帐”的指导思想支配下，不进行经济效果分析，有些企业建成投产后造成亏损。

③盲目引进项目缺乏对我国国情分析，没有对国内外市场进行预测，国内配合建设条件不落实，建成项目不能发挥投资效益。

④原料无保证。有些产品原料已经不足，还扩大生产能力，结果有能力无原料，造成无效投资。

⑤能源不落实。项目建成后没有燃料动力保证，不能维持正常生产或根本无法生产。

⑥技术不过关。工艺技术不成熟，未经中间试验就建

厂，结果是把生产厂当成试验厂建设，造成工艺设备不合理，无法维持生产。

⑦资源不明。缺乏准确资源报告，盲目建设，无资源保证，结果造成无米之炊，项目建成后不能投入生产。

⑧水文地质不清。不进行水文地质勘察，缺乏分析资料就进行建设，在建设中发现水文地质复杂化，浪费投资，拖延工期。

⑨无运输条件。外部铁路、公路、水运条件不具备，就进行建厂，造成生产运输困难，提高产品运输费用，严重影响企业经济效益。

⑩“三废”不治理。排出的污染物不仅影响本企业的生产正常进行，还给社会环境带来危害，长期达不到排放标准，有的导致关闭停产。

近来，国务院技术经济研究中心正在组织有关单位编写可行性研究经济评价的有关规定，并进行过几次讨论，冶金工业部已经讨论制订了《钢铁工业投资项目可行性研究经济评价暂行规定》。

矿山投资建设的可行性研究一般主要回答下列问题：

（1）建设条件是否可能？

（2）技术上是否先进适用？

（3）经济上是否真正合理？

（4）效益上是否达到最佳？

可行性研究在我国尚处在发展阶段，有些内容（如国民经济评价方法等）正在探索研究，本章限于篇幅和课程时数，只介绍一部分基本内容。

§2 矿山投资项目可行性研究

经济评价的一般原则

1、贯彻党的方针政策

党和政府为社会主义建设制订的一系列方针政策，是可行性研究必须遵循的准则。设计所选用的技术方案必须全面贯彻与设计研究有关的各项方针政策，符合我国社会主义现代化建设的要求。

2、技术手段要落实可靠

经济评价是以一定技术手段为基础，在技术方案成立的前提下进行的。因而，在经济效果评价时，要注意所采用的生产手段，必须是技术上先进、工艺上成熟、生产中可靠；选用的设备、材料要符合国情，注重实效。

3、经济资料要准确

经济效果评价所用的技术经济基础资料要准确可靠，选用的指标要切合实际，运用的经济计算方法要正确无误。

4、采用指标体系进行综合论证

经济效果评价是综合性的技术经济工作，每一个技术方案，可以计算多个技术经济指标，每个指标，只能说明某一特定意义的技术问题和表示特定的经济概念。为了能从不同的侧面综合阐述技术方案的特征和优势，在经济效果评价时，应当采用指标体系进行综合论证。在指标体系中，每个指标不是平列的，有主要指标和辅助指标之分。一般较能综合地反映经济效果的指标多为主要指标，如投资收益率、投

资回收期等。但指标的主辅关系不是绝对的，而是可以变换的，同一个指标可能在这个方案中是主要指标，而在另一个方案中就变为辅助指标，或者反之。

5、注意矿产资源利用和保护

矿产资源贮量的有限性和采后的一般不可再生性，要求在评价矿山经济效果时，贯彻矿产资源保护和综合利用的方针，最大限度地合理利用矿产资源，既要注意其利用的合理性，又要注意其利用的充分性，力求用尽可能少的劳动消耗，取得尽可能多的有用矿物产品。矿石中凡是在采、选、冶工艺过程中能够富集回收的有用元素，均应考虑综合利用，进行综合评价，尽力回收利用；共生的矿物资源，如煤矿中的粘土矿、黄铁矿；铁矿中的硫、钴、铜等均应设法利用；对于当前在技术上暂不具备利用条件虽可利用但经济效果不好，而暂不宜利用的矿物，应尽力保护或单独堆置，为今后利用创造有利条件；矿山生产过程中产生的废水、废石、尾矿、煤矸石和地下水等，凡具备利用条件的，均应尽可能加以利用；矿山开采范围内的有用矿物，如金属矿山的低品位表外矿；煤矿中的油母页岩和粘土、铝矾土等，经过经济计算有利用价值时，就要回收利用。

6、注意方案的可比性

在几个方案之间进行经济效果评价、比较、选优时，必须使各方案具有可比性。在费用、效益一致的前提下，要做到达到的目标一致，经济计算的范围一致，设计工作的深度一致，采用指标的内容一致。

§3 矿山投资项目和资金来源

1、建设项目

进行矿山建设，必须进行投资，下列的建设项目，一般都需要进行经济上的可行性研究，投资预算。

1）新建矿山——顾名思义，指的是新建设的矿山；但老矿山，经过生产勘探，把原来D级贮量提高了等级，增加设计基础的贮量，国家或企业需要扩建规模，扩建新增加的固定资产价值，超过原有固定资产的三倍以上，这种建设项目也叫新建矿山。

2）扩建矿山——原有矿山企业，经扩充增加了主要产品的生产能力或提高了效益的项目，如选矿流程线的增加，增加开拓中的主副井及扩大了提升能力等。

3）改建矿山——在原有矿山企业的基础上，进行填平补齐的建设，增建一些附属，辅助车间或非生产性工程，但基本不增加本企业主要产品生产能力的项目。

4）迁移厂址的建设项目，如某矿山老炼厂房基下部大量积压锑矿，为了开采这部分锑矿，需要搬迁另建。但迁建项目符合上述新建、扩建或改建条件的，应分别作为新建、扩建或改建项目。

5）恢复项目——指已经生产的企业、事业单位因自然灾害或其它原因等使原有固定资产全部或部分报废，以后又投资按原有规模重新恢复起来的项目。在恢复的同时进行较大扩建的，应作为扩建项目。

6）更改项目——更新改造项目是指生产设备、房屋等

量、能源，以发挥各自的优势，创造建设条件。

4）利用外资

合理利用外资，是一个有远见的作法，但外资利息高，资金周转速度快，选择利用外资的项目，最好能销于国际市场的产品，建设周期短，经济效果大的项目，最好能在2—3年内可全部收回投资的项目。

5）企业单位自筹资金

实行一系列经济改革政策后，使基层单位资金增加，有条件用于企业生产、技术改造和职工生活福利设施等方面。

6）各种集资公司投资

运用经济方法，充分筹集闲散资金，对有效益的项目，都可争取各种贷款的支持。但它的投资规模必须包括在国家固定资产总规模内。

3、矿山企业基本建设投资计算方法

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、初步可行性研究、任务书、方案设计等。概算在初步设计和相当于初步设计深度的方案设计阶段才有条件编制，其精度较高，银行据此予以拨款或贷款。当前预算一般由施工单位编制，设计单位不编。

投资估算法：

1）单位产品投资指标估算法

由单位产品投资指标和矿山生产能力，估算矿山投资或总投资。为了使单位产品投资指标有较多的适用性和可比性，当前采用的投资指标，一般不包括矿山外部工程（运输、供水、供电）和工人村等投

资，这部分投资根据具体情况另外计算。

矿山企业单位产品投资指标，可分为矿石和矿岩两种指标：

（1）单位矿石投资指标：

矿山企业总投资为：

$$K = Kr \times Qr + K' \qquad (2-1)$$

式中 Kr——单位矿石投资指标（元/吨）；

Qr——矿山年产矿石量（吨）；

K'——矿山外部工程及工人村投资（元）。

（2）单位矿岩投资（露天矿）：

矿山企业总投资为：

$$K = Km \cdot Qm + K' \qquad (2-2)$$

式中 Km——单位矿岩投资指标（元/吨）；

Qm——矿山年采剥矿岩总量（吨）；

K'——同前（元）。

选取类似矿山的单位产品投资指标作新矿山估算时，要考虑下列因素：

（1）矿山企业的生产规模相当；

（2）矿山企业的主要生产环节相当；

（3）矿山企业主要生产工艺相同；

（4）矿岩的机械物理性能相近。

（5）注意指标的时间性和物价上升指数。

投资扩大指标可参阅有关资料，坑内矿例如铁矿：厚矿体为40～50元/吨。薄矿体为45～60元/吨。（84年指标）。

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，可按该专业在总投资中所占的比例指标，求出矿山总投资。

其方法是：

（1）由矿山各专业投资比例直接估算：例如黑色冶金地下矿其比例如下，见表2—1。

（2）由主体专业投资估算：

已知主体专业投资时，则由下式计算总投资：

$$K = K_1(1+n_1)(1+n_2) \qquad (2-3)$$

地下矿山：$K_1 = K_2(1+n_3) + K' \qquad (2-4)$

式中：K——矿山基建总投资（元）；

K_1——主体工程投资额（元）；

K_2——井巷开拓及采矿设备投资额（元）；（可按概算法编制）

n_1——其它基本建设费占主体工程投资K_1的百分比；露天矿和地下矿均为15～20%左右；

n_2——预备费，（元），一般占主体工程投资及其它基本建设费的5～15%（露天矿和地下矿相同）；

n_3——井巷开拓及采矿设备以外各专业投资占该两项投资的百分比（%）见表2—1；

K'——外部工程及工人村投资（元）；

（3）主体专业设备投资估算：

设备投资在总投资中占很大比重，特别是大型露天矿山，引进的设备费占60～75%；国产设备占总投资35～

$$Y_2 = Y_1 \left(\frac{X_2}{X_1}\right)^n \qquad (2-5)$$

式中：n——为生产规模指数，一般为0.5～1.2范围。

通常投资增长并非与产量增长成直线比例而上升，产量增加一倍，投资增长少于1倍。当建厂条件好时，投资少于1倍，条件不好时，投资增长也可能大于1。国外n通常取0.6。

例：施建一个年产矿石为15万吨的小型铜矿山，采选联合企业，根据生产模型指数法估算应投资多少元？已知条件类似10万吨铜矿山投资1250万元，指数为0.7。

按公式：$Y_2 = 1250 \times \left(\frac{15}{10}\right)^{0.7} = 1660$万元

4）组合投资估算法

组合投资估算法是将一个项目分成若干个可以独立计算的投资环节分别计算，各环节投资的合计就是整个工程项目的投资。

投资概算法：

投资概算法是按编制设计投资概算的程序和方法计算工程设计。这是当前在设计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。按一般的设计分工，各专业设计人员将其设计部分的概算编好交概算人员审核，由概算专业人员编制综合概算书。综合概算书的编制可参阅有关资料。

§ 4　矿山生产成本的分析

产品成本是反映矿山企业生产活劳动消耗的综合性指

标，是评价矿山企业经济效益的不可缺少的指标。生产费用越少，成本越低；生产费用越多，产品成本越高。

1、成本种类及范围

矿山产品成本分为总成本和单位成本两种；总成本是矿山企业在一定时间内为生产，销售一定数量的矿产品所支出的费用总和。在技术经济工作中常用绝对总成本和相同项目的费用不参与计算的相对总成本。前者用于评价矿山企业的经济效益，后者用于方案比较。

单位产品成本是生产单位矿产品所支出的费用总和。年生产总成本被年产量除之可得单位产品成本。矿山生产期间成本指标往往波动较大，计算年成本不足以全面反映矿山企业的经济效益时，就应当逐年计算矿石成本。

矿山可行性研究工作中，有时使用“经营费用”指标。对经营费用的理解有两种：一种认为经营费就是生产总成本；一种认为经营费是生产总成本中扣除了基本折旧费用的那部分生产费用。多数同志认为后者是正确的。

2、矿产品成本计算：

矿产品成本计算有以下几种：

1）按成本项目计算

成本项目通常包括：

（1）辅助材料——如坑木、炸药、钎子钢、钻头、导火（爆）线、硬合金等等。

（2）燃料及动力——如汽油、柴油、电煤等等。

（3）生产工人工资及附加费——指从事矿石生产的直接生产工人和辅助生产工人的基本工资和辅助工资（不包括机修、维修和非生产人员的工资）。辅助工资通常按占基本

工资的比率计算，地下矿为0.25～0.3，露天矿为0.15～0.2。工资附加费当前规定为工资总额的13%。

（4）维简费——按规定提取，如铁矿石每吨提取3.5元，锌铅矿每吨提取7.5元。维简费由部或总公司按具体情况规定各时间各种矿石都有不同的提取的标准。

（5）大修理折旧费——按基建投资的一定比率提取，如地下铁矿大修理折旧费占投资的比率为1.0～1.5%。

（6）维修费——按基建投资的一定比率提取，地下铁矿占3～4%。

（7）车间经费和企业管理费——可参照类似矿山资料选取。

2）按作业成本计算

矿产品的生产根据其生产工艺过程可分为若干个有机联系的工序，先分别计算各工序的作业成本，再计算产品的全部成本。地下矿生产工艺一般分为采准、回采、运输、提升、压气、排气、破碎等作业。各作业成本可按成本项目计算，也可按扩大指标选取。

作业成本再加上维简费、车间经费或企业管理费，即为单位产品的车间成本或工厂成本。

在矿山总成本中也常包括销售费和营业外开支。

3、固定费用与变动费用的计算

按生产费用与产量变动关系，总成本可分为变动费用和固定费用。凡费用总额不随产品产量增减而变化的费用，称固定费用，亦称不变费用。如部分车间经费和企业管理费、折旧费等。固定费用总额经常保持近似常数。但单位产品的费用指标则是可变的，产量多，单位产品分担的固定费用

少；反之则多。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。

凡费用总额随产品产量增减而变化的费用，称变动费用，亦称可变费用。如各种材料费，生产动力费等。变动费用的总额是经常变动的，但其单位产品的费用指标则往往是不变的。

设产品年总成本为C，固定费用为F，单位产品的变动费用为V，产品年产量为Q，则产品年生产总成本的模式为：

$$C=F+VQ \qquad (2-6)$$

固定费用和变动费用的计算方法有：

1）统计法——根据历年统计资料和财会人员的实践经验，将成本划分为固定费用和变动费用。

2）最高降低点法

根据统计资料，使按下式计算：

$$V=\frac{C_{max}-C_{min}}{Q_{max}-Q_{min}} \qquad (2-7)$$

$$F=C_{max}-V\cdot Q_{max}$$

例：某矿近几年的矿石量及年总成本如表：求V及F。

表2—2

年　度	年产量Q（万吨）	总成本C万元
1986	350	4500
1987	410	5100
1988	480	5700

解：$V=\frac{5700-4500}{480-350}=9.23$元/吨

$F=5700-9.23\times480=1269.6$万元

∴ $C=1269.6+9.23\times Q$

3）最小二乘法

由$C=F+VQ$用最小二乘法运算得

$$V=\frac{n(\Sigma Q\cdot C)-(\Sigma Q)(\Sigma C)}{n(\Sigma Q^2)-(\Sigma Q)^2} \qquad (2-8)$$

$$F=\frac{1}{n}(\Sigma C-V\cdot\Sigma Q) \qquad (2-9)$$

上例又解：列于下表

表2—3

年　度	Q	C	Q^2	Q·C
1986	350	4500	122500	1575000
1987	410	5100	168100	2091000
1988	480	5700	230400	2736000
n=3 Σ=	1240	15300	521000	6402000

$$V=\frac{3\times6402000-1240\times15300}{3(521000)-(1240)^2}=\frac{234000}{25400}$$

$=9.21$元/吨

$F=\frac{1}{3}(15300-9.21\times1240)=1293.2$万元

上述两种算法，用最小二乘法精度较高，故应由最小三乘法求值，计算回归方程

即　$C=1293.2+9.21\times Q$

求得的回归方程可用以成本预测。

§5　经济分析基本公式及计算实例

可行性研究的经济分析，是一项复杂的计算工作。它不只是停留在概念和定义上的分析，要通过运算得出具体定量分析结果，同时要求这些计算结果必须达到足够的精确和可信程度。

在经济分析中，不可能离开资金，利息率（或利润率），时间要素和与之有关条件建立起来的基本方程式。见表2—4。

为了使公式系统化和应用计算上的方便，列出复利计算系数及方程式并举例以供参考。

举例计算：

例1 某矿山深部开拓投资，向银行贷款1000万元，贷款期为5年，年利息率为5.0%，求5年的本利总和？

本例不考虑利息或利润再利用所获得的利息和利润，按单利公式（1和2）计算。

$$L=P\cdot i\cdot n=1000\times 5.0\%\times 5$$
$$=250\ (\text{万元})$$

单利公式为：

$L=P\cdot i\cdot n$……（1）　$F=P+(P\cdot i\cdot n)$ ……（2）

各公式符号意义如下：

$$\because \quad A = A_1 = A_2 = A_3 = \cdots = A_n$$

$$\therefore \quad F = A[(1+i)^{n-1} + (1+i)^{n-2} + (1+i)^{n-3} \cdots\cdots (1+i)^{0}]$$

A——每期投入或支付的相等金额。

上式括号内是几何级数，其公比值为$(1+i)^{-1}$它可简化成：

$$F = A\left[\frac{(1+i)^{n-1} - (1+i)^{-1}}{1-(1+i)^{-1}}\right]$$分子分母各乘上$(1+i)$则得

$$F = A\left[\frac{(1+i)^{n}-1}{i}\right]$$为表中的公式（5）式中

$\frac{(1+i)^{n}-1}{i} = (F \to A, i\%, n)$——均匀数列本利和因子，可以查表获得。

例4　矿山采选工程总投资为6000万元，每年向银行贷款2000万元，年利息率为6%，问第三年末建成后累计本息为多少？

代入式（5）得建成后的本息总和为：

$$F = A\left[\frac{(1+i)^{n}-1}{i}\right] = A\ (F \to A,\ 6\%,\ 3)$$

$$= 2000 \times 3.184$$

$$= 6.368\text{万元}$$

$(F \to A, 6\%, 3)$值可以查表得3.184

（2）假设在n期内每期收回或偿付资金A，现在应投入资金P为多少？

将（3）式代入（5）式左边得：

$P(1+i)^n = A[\frac{(1+i)^n-1}{i}]$两边同时用（1+$i$）^{n}除之得 $P = A[\frac{(1+i)^n-1}{i(1+i)^n}]$求（6式），式中：

$[\frac{(1+i)^n-1}{i(1+i)^n}] = (P \to A, i\%, n)$ ——为均匀数列现值因子。

例5 某项工程利用贷款建设，年利息为8%每年只能偿还贷款和利息500万元，用四年还清，现在可贷多少款？

已知：$A=500$，$i=8\%$，$n=4$ 求P

由式（6） $P = A[\frac{(1+i)^n-1}{i(1+i)^n}]$

$$=500[\frac{(1+0.08)^4-1}{0.08(1+0.08)^4}]$$

$$=500\times 3.312 = 1656\text{万元}$$

本例题可查（$P \to A$，$n=4$，$i=8\%$）的表

（3）假设n期后本息（或本利）金额达到F，平均每期应投入或偿付资金A。

从式（5）可知，该式的倒数即为：

$$A = F[\frac{i}{(1+i)^n-1}]$$ 即公式(7)

式中$[\frac{i}{(1+i)^n-1}] = (A \to F, i\%, n)$ ——未来值均匀数列偿付因子，可以查表。

例6 某项工程将用5年时间完成，第5年末本息总和为10000万元，按年息10%计算，平均每年得到贷款多少？

已知：$n=5$，$F=10000$，$i=10\%$，求A

代入公式（7）

$$A = 10000\ (\frac{0.1}{(1+0.1)^5-1})$$

$$=10000\times 0.1638$$

$$=1638\text{(万元)}$$

（4）假设现在投入金额P，n期内以相等金额提取或回收，每期金额为A。

从式（6）可知，该式的倒数即为：

$A = P[\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n-1}]$即为公式(8)

式中$[\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n-1}] = (A \to P, i\%, n)$ ——为现值均匀数列回收因子。

例7 某项目一次贷款3500万元，年利息率为8%，分6年还清，平均每年应偿还本息额多少？

已知：$P=3500$（万元），$i=8\%$，$n=6$，求$A=?$

$$A = P[\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n-1}]$$

$$=P\ (A \to P,\ 8\%,\ 6)$$

$$=3500\times 0.21632 = 757.12\ (\text{万元})$$

(0.21632是查表得)

均匀连续复利计算

在研究现金流量时，一般是以复利每一期末或下一期初计算的。但现金在流动中，每时每刻都有利息或利润发生，这种连续发生，连续计算的方法可称为联续复利计算法。

不连续复利计算是假设原来每期只付一次利息（或利润），如把每期再分为m次偿付时，公式（3）可改写成：

$$F = P\ (1 + i/m)^{n \cdot m}$$
$$= P[\ (1 + i/m)^{m}]^{n}$$

当每期再分为无数次偿付，即$m \to \infty$

$$\because \lim_{m \to \infty} (1 + i/m)^{m} = e^{i}$$

故式（3）和式（4）可改写成

$$F = Pe^{i \cdot n} \qquad P = Fe^{-i \cdot n}$$

式中：e为自然对数$e = 2.71828$（其余公式可用类似办法推导出。见表2—4）

上述的单利、复利和连续复利的计算方法，相互之间的差数一般是比较小的，只有利息率或利润率比较大，时间比较长，才会出现较大的差数。

例8　假设现在投入1000万元，从银行贷款，年利息率为5%，要求第五年一次将本息F全部还完，求几种计算方法所得F值之比。

单利法：公式（1）

$$F = P + L$$
$$= P + (P \cdot i \cdot n)$$
$$= 1000 + (1000 \times 5\% \times 5)$$
$$= 1250\text{万元}$$

复利法，代入公式（3）

$$F = P\ (1 + i)^{n}$$
$$= 1000\ (1 + 5\%)^{5}$$
$$= 1276.3\text{万元}$$

连续复利法，代入

$$F = Pe^{i \cdot n}$$

$$= 1000 \times 2.71828^{0.05 \times 5}$$
$$= 1284.03\text{万元}$$

复利法较单利法平均每年利息（或利润）高：

$$\frac{1276.3 - 1250}{1250 \times 5} \times 100\% = 0.42\%$$

连续复利法较复利法平均每年利息（或利润）高：

$$\frac{12840.3 - 1276.3}{1276.3 \times 5} \times 100\% = 0.12\%$$

上述各方程式具有重要的实用价值，但连续复利应用不多。

在一般的计算问题中，公式五个参数有四个经常出现，并且四个当中有三个为已知数，另外一个是未知数，是问题的求解，但实际问题往往复杂一些，有时要用试算法，有时综合应用这些公式。下面再举几个例子来讨论。

例9　某矿山企业，在15年前投资1000万元，现在这个企业统计有资金2200万元，问投资效果系数（即利率）为若干？

已知：$n = 15$，把15年前的投资当为当时的现值

$P = 1000$万元，那么F（未来值）$= 2200$万元

求$i = ?$　代入式（3）

$$F = P\ (1 + i)^{n}$$
$$2200 = 1000\ (1 + i)^{15} \qquad (1 + i)^{15} = \frac{2200}{1000}$$
$$= 2.2$$
$$(1 + i) = \sqrt[15]{2.2} = 1.05397$$
$$i = 0.05397 = 5.4\%$$

例10　现在投资4000万元，两年后再投资5000万元，四年后又投资10000万元，投资效果都是5％，问12年末，该矿山总积累值若干？

已知：$i=5\%$，本题情况要分成三段叠加，

即　$P_1=4000$　　$n_1=12$年

$P_2=5000$　　$n_2=10$年

$P_3=10000$　　$n_3=8$年

总积累值（未来值）：

$$F=4000\ (1+0.05)^{12}+5000\ (1+0.05)^{10}+10000\ (1+0.05)^{8}$$

$$=4000\times1.7959+5000\times1.6289+10000\times1.4775$$

$$=30103\text{万元}$$

例11　向外资借贷6000万元，年利率为8％，但要求以季进行复利计算，7年后一次还清，问应还多少？

解：复利的周期比较短，以季计算，即每年内复利次数为$m=4$次，每复利期的利率为季利率：

$$i_{季}=\frac{i_{年}}{m}=\frac{8\%}{4}=2\%$$

也可折算成有效年利率i年计算

$$i_{年}=(1+\frac{i}{m})^{m}-1=(1+\frac{8\%}{4})^{4}-1$$

$$=0.0824=8.24\%$$

按季利率计算：$i=0.02$，　　$n=7\times4=28$次

$P=6000$　　$F=?$

$$F=P\ (1+0.02)^{28}=6000\times1.741$$

$$=10446\text{万元}$$

按有效年率计算

$i_{年}=0.0824$　$n=7$　$P=6000$　$F=?$

$$F=P\ (1+i)^{n}=6000\ (1+0.0824)^{7}$$

$$=6000\times1.741=10446\text{万元}$$

例12　借贷15000元，$i=8\%$，分10年还清，每年应还本息若干？问付过6年后，还欠多少？

已知　$P=15000$　$i=8\%$，$n=10$　求$A=?$

解：这是分期等值支付的资金回收问题，可按公式（8）进行计算。

$$A=P[\frac{i\ (1+i)^{n}}{(1+i)^{n}-1}]$$

$$=15000\times[\frac{0.08\ (1+0.08)^{10}}{(1+0.08)^{10}-1}]$$

$$=15000\times0.14903$$

$$=2235.5\text{元/年}$$

付了6年后，还得付4年，后四年的付款，折算成第六年的现值P_6，即为问题所求的欠款数。

$$P_6=A[\frac{(1+i)^{n}-1}{i\ (1+i)^{n}}]$$

此时$A=2235.5$　$i=8\%$　$n=4$

$$P_6=2235.5[\frac{(1+0.08)^{4}-1}{0.08\ (1+0.08)^{4}}]$$

$$=2235.5\times3.312$$

$$=7404\text{元}$$

这表明开始借了15000元，每年付还2235.5元；六年虽已总付了$6\times2235.5=13413.0$在第六年末尚欠7404元，其现

金流水图如下：

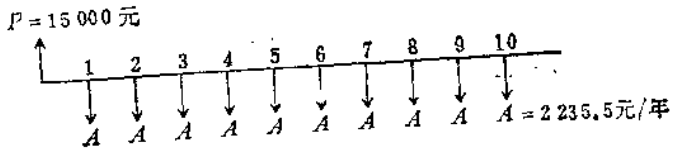


图 2—2　现金流水图

§6　矿山投资项目的企业经济评价

企业经济评价是矿山投资项目经济评价的重要组成部分，它是从企业角度出发，根据现行价格和各种财务条件分析，评价投资项目的财务可行性和经济效果。

矿山投资项目的企业经济评价，一般应包括两种基本计算和分析，即：一是编制现金流量表，计算项目贴现（亦称折现）收益率。作为向领导部门和贷款机构提供项目经济效果状况的一个基本指标；二是编制资金平衡预测表，计算贷款偿还期和投资回收期，分析、预测投资项目资金活动状况，评价项目建设的财务可行性和经济效果。

因此，贴现投资收益率，贷款偿还期，投资回收期是企业经济评价最基本的和必不可少的指标。当然，根据投资项目的具体情况，还应当计算其他有关指标。

一、现金流量表和贴现投资收益率

1、现金流量

现金流量是反映一个项目自始至终的资金运转情况，要把企业从筹建、建设、试产、投产、生产直到服务年限完结

全过程，即兴衰过程用现金流量表示出来，也就是我们常说的经济评价分析。

我们可用下图表示某矿山净现金流量。

L = 利润万元

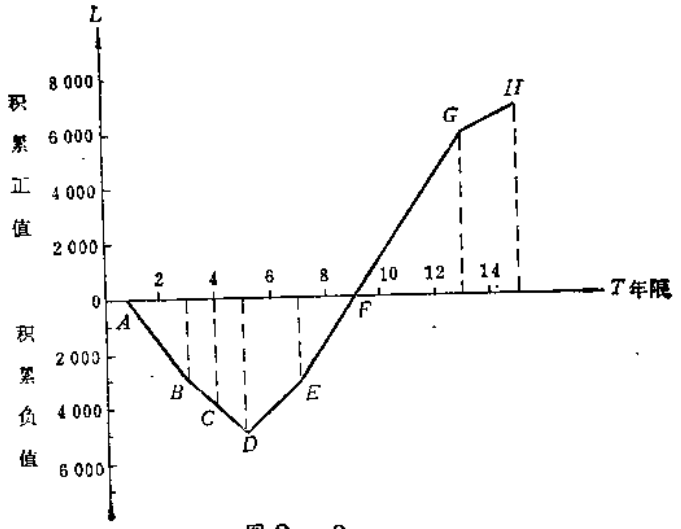


图 2—3

0—A——矿山建设酝酿阶段，未发生财务支出

A—B——可行性研究，勘察设计，征地动迁，三通一平，准备工作阶段

B—C——矿山开拓，厂房建设，设备购置，安装等投资支出

C—D——生产准备阶段支付的流动资金

（3）矿山基建期为三年，根据基建计划安排投资计划。逐年投资额为550、875、500万元。

第四年矿山投产，投产第一年矿石产量20万吨，第二年起各年产量均为35万吨，矿山生产期共18年。

（4）销售收入

因为是富铁矿，矿石是矿山的唯一产品，销售收入为矿石产量乘售价。设每吨矿石售价为21元，则投产第一年销售收入$20\times21=420$万元，第二年以后为$35\times21=735$万元。

（5）流动资金。用于提供原料、材料、燃料、动力、运输、工资、管理费用等的资金，这是取得投资效果不可缺少的资金。本例按生产成本的25%计算，即$35\times12\times0.25=105$万元。第一年75万元，第二年增加30万元。生产结束时收回全部流动资金。

（6）回收折余价值。是指回收固定资产的折余价值。其值可由会计账确定或按固定资产原值的一定百分率计算。本例是按固定资产原值的10%计算的。

根据上列数据就可编制计算全部投资收益率的现金流量表（见表2—5）。

表2—5为未考虑利息的现金流量表，从表中可知还款期时间和总利润数值。

2、投资收益率计算

应用贴现法计算，把从开始建设到服务年限终止，每年所发生的净现金流量，按照一定的利息率或利润率把它折算成现值，称为“贴现”。使投入资金和回收资金的现值接近于零。求收益率。

计算步骤：

表2—5 计算全部投资收益率的现金流量表（单位万元）

项目		一1、销售收入（现金流入）	2、回收流动资金	3、回收折余价值	现金流入合计（+）	二1、固定资产投资（现金流出）	2、流动资金	3、生产成本	现金流出合计（—）	三、净现金流量	四、累计净现金流量
建设期	0					550			550	—550	—550
	1					875			875	—875	—1425
	2					500			500	—500	—1925
生产期	1	420			420		75	300	375	45	—1880
	2	735			735		30	420	450	285	—1595
	3	735			735			420	420	315	—1280
	4	735			735			420	420	315	—965
	5	735			735			420	420	315	—650
	6	735			735			420	420	315	—335
	7	735			735			420	420	315	—20
	8	735			735			420	420	315	+295
	9—17	735×9			735×9			420×9	420×9	315×9	
	18	735	105	154	994			420	420	574	3704

表2—6 贴现法计算表

年度 n	净现金流量 F	贴现系数（i=12%）	现值 P_1	贴现系数（i=10%）	现值 P_2
0	—550	1.0000	—550	1.0000	—550
1	—875	0.8929	—781	0.9091	—795
2	—500	0.7972	—399	0.8264	—413
1	45	0.7118	32	0.7513	34
2	285	0.6355	181	0.6830	195
3	315	0.5674	179	0.6209	196
4	315	0.5066	160	0.5645	178
5	315	0.4523	142	0.5132	162
6	315	0.4039	127	0.4665	147
7	315	0.3606	114	0.4241	134
8	315	0.3220	104	0.3855	121
9	315	0.2875	91	0.3505	110
10	315	0.2567	81	0.3186	100
11	315	0.2292	72	0.2897	91
12	315	0.2046	64	0.2633	83
13	315	0.1827	58	0.2394	75
14	315	0.1631	51	0.2176	69
15	315	0.1456	46	0.1978	62

续表　　贴 现 法 计 算 表

年度 n	净现金流量 F	贴现系数 (i=12%)	现值 P_1	贴现系数 (i=10%)	现值 P_2
16	315	0.1300	41	0.1799	57
17	315	0.1161	37	0.1635	5
18	574	0.1037	60	0.1486	85
合计		$\Sigma P_1=-70$		$\Sigma P_2=192$	

（1）计算出净现金流量表，如上表中的净现金流量。

（2）按各年净现金流量，选择折现率，算出贴现系数，使现值之和接近于零，（投入为负值收入为正值相抵销）。

（3）当按某贴现系数计算时，净现值为正时，须采用高于某贴现系数1%的贴现系数再计算得负值为止。当按某种贴现系数算得净现值为负时，应采用低于该贴现系数1%的贴现系数，再计算，算出净现值为负数则止。

因为所选择的贴现系数不是刚好能使净现值为零，而零是介于正负值之间。

如上例用贴现法计算如表2—6，计算式 按$P=F(1+i)^{-n}$

用下列图解法求收益率为11.5%（见图2—4）。

本图为相似三角形，故亦可用相似三角形原理求得

$$i=\frac{|\Sigma P_1|\times i_2+|\Sigma P_2|\times i_1}{|\Sigma P_1|+|\Sigma P_2|}=\frac{192\times 0.12+70\times 0.10}{192+70}$$

$$=11.5\%$$

3、计算内部投资收益率的现金流量表

（1）国内贷款建设期利息及基建贷款

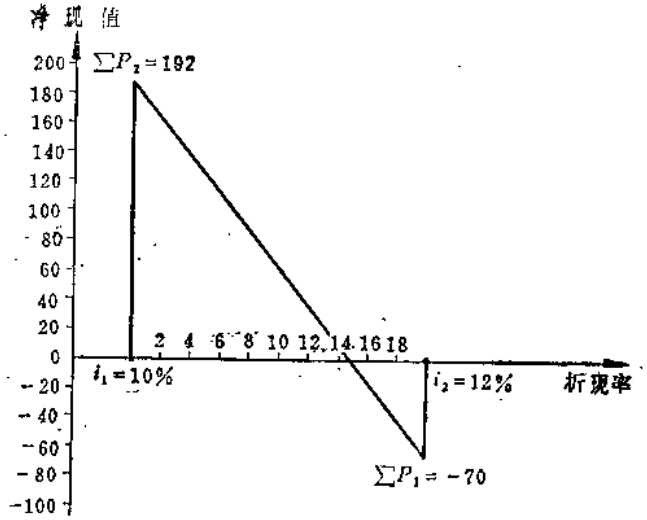


图 2—4

在建设期间，企业无力支付贷款利息，故将应计利息转为贷款本金，因而基建贷款金额必大于基建投资额。

基建贷款＝基建投资额＋建设期贷款利息

国内贷款的建设期利息按下式计算：

设：K'_j——为基建贷款额；

K_j——各年基建投资贷款额；

IC_j——各年基建贷款利息额。

那么　$K'_j=K_j+IC_j$

本例，基建贷款总额如表2—7。

（2）基建贷款偿还

企业在基建期内，无能力偿还贷款时，可在生产期偿还。基建贷款偿还方式有两种：可根据企业实际偿还能力不

等额偿还，即有多少偿还能力就偿还多少；另一种是贷款时商定定期等额偿还。本例是按等额偿还计算，偿还期为投产

表2—7　　基建贷款总额表

贷款额	0 年	1 年	2 年	合 计 万 元
本 金	274	448	253	$K_j=975$
建设期利息	411	15.06	26.03	$Ic_j=45$
合 计	278	463	279	$Kr_j=1020$

后4年。每年应偿还金额为1020÷4=255万元。

（3）贷款生产期利息

生产期间基建投资贷款利息可按下式计算

$$IC_j = K_{mj} \times i$$

式中：IC_j——各期利息额（元）；

K_{mj}——上期末贷款余额（元）；

i——贷款利息率（%）。

本例系用国内贷款，年利率3%，生产期间贷款利息如下表：

表2—8

项 目	1	2	3	4
贷款余额	1020	765	510	255
利 息	31	23	15	8

(4)计算自有资金投资投资收益率的现金流量。如下表：

表2—9　　计算自有资金投资收益率的现金流量表

项 目	建设期 0	建设期 1	建设期 2	生产期 1	生产期 2	生产期 3	生产期 4	生产期 5	生产期 6	生产期 7	生产期 8	生产期 9	生产期 10—17	生产期 18
一、现金流入														
1、销售收入				420	735	735	735	735	735	735	735	735	735×8	735
2、回收流动资金														105
3、回收折余价值														154
现金流入合计				420	735	735	735	735	735	735	735	735	735×8	994
二、现金流出														
1、自有固定资产投资	276	427	247											

续表2—9　　计算自有资金投资收益率的现金流量表

项目	建设期			生产期									
	0	1	2	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10—17	18
2、流动资金				75	30									
3、生产成本				300	420	420	420	420	420	420	420	420	420×8	420
4、偿还贷款本金				255	255	255	255							
5、偿还贷款利息				31	23	15	8							
现金流出合计	276	427	247	661	728	690	983	420	420	420	420	420	420×8	420
三、净现金流量	−276	−427	−247	−241	7	45	52	315	315	315	315	315	315×8	574
四、累计净现金流量	−276	−703	−950	−1191	−1184	−1139	−1087	−772	−457	−142	+173	488		3584

习题：根据上表2—9计算自有资金投资收益率＝？

二、资金平衡预测表的编制

1、资金平衡预测表的编制

资金平衡预测表（以下简称平衡表）是根据当前财务条件运用财务分析的方法，以企业整个服务年限或一定时期为计算周期，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，它可全面反映企业的经济面貌和评价企业的经济效果。编制平衡表是技术经济分析和可行性研究的基本经济计算，利用平衡表进行分析评价是企业经济分析的重要方法。

平衡表的组成分横竖两栏。横栏分“建设期”和“生产期”两部分，它们是根据矿山建设进度计划划分的。在“建设期”中，一般应列出“0”年。“0”年是指正式开工前的年份。“0”年发生的费用为施工准备阶段发生的费用和国外贷款的预付金。“0”年是资金折现的基准点。

平衡表的竖栏分两大部分：资金来源和资金占用。

资金来源部分主要包括：产品销售收入，国内基建贷款，国外基建贷款，流动资金贷款，国内短期贷款，国外短期贷款，偿还贷款用的基本折旧等。

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，短期贷款利息，统一工商税，销售费，偿还国外贷款，偿还国内贷款，偿还短期贷款，盈余现金（含所得税，企业留利）等。在中外合资经营矿山还有：矿产资源开发费，土地使用费，各种保险费，港口费，上缴所得税等。

表2—11

生产年份	1	2	3	4	5	6	7	8	…	20
矿石年产量（万吨）	960	1470	1740	2049	2400	2400	2400	2400	…	2400
铁精矿产量（万吨）	320	490	580	683	800	800	800	800	…	800
年成本（万元）	14528	21472	25033	29772	34712	34712	34712	34712	…	29720
单位成本元/吨	45.4	43.82	43.16	43.59	43.39	43.39				

（精矿单位成本各年都为变值，如第一年为45.4元/T，二年为43.82元/吨……）。

2）逐年基建贷款

根据设计投资概算和基建进度计划，安排逐年基建贷款计划。

国内外贷款逐年投资概算如表2—12。

3）销售收入

本例，矿山生产单一产品铁精矿粉，假定每年所产精矿粉全部出售，售价为64元/吨，且在整个生产期间不变，则根据精矿产量计算销售收入如第一年 $320\times64=20480$，第五年 $800\times64=51200$万元。计算后填入表2—18销售收入栏内。

4）基建贷款及其建设期利息

诚如前述，基建贷款总额为基建投资额与建设期利息之和。

建设期贷款利息，国内外贷款均以复利方法计算，但两

表2—12

	项目	单位	0	1	2	3	合计
采矿部分	1、外汇投资	万美元	1509	2080	4566	4088	12243
	计增值后国外贷款		1509	2246	5326	5150	14231
	折合人民币 *（美元=2.8元）	万元	4225	6289	14913	14420	39847
	2、国内投资	万元	10101	7100	9875	2648	29724
	合计	万元	14326	13389	24788	10768	69571
选矿部分	1、外汇投资	万美元	950	2501	2931	2782	9164
	计增值后国外贷款	万美元	950	2701	3419	3505	10575
	折合人民币	万元	2660	7563	9573	9814	29610
	2、国内投资	万元	2753	7245	5572	456	16026
	合计	万元	5413	14808	15145	10270	45636
	贷款总计	万元	19739	28197	39933	27338	115207
	其中，国外贷款	万元	6885	13852	24486	24234	69457
	国内贷款	万元	12854	14345	15447	3104	45750

*美元比值参看当年当月的国家牌价

者计算内容不同。利息转化为本金，国外称为资本化利息，其计算方法较复杂也不统一，这里仅介绍其中之一。

（1）国外贷款建设期利息

国外贷款的种类较多，一般一笔贷款分信贷和商贷两部

分，信贷占贷款总额的60～85%；商贷占40～15%。除计利息外，还计管理费和承担费，其费率如下：

信贷：管理费率占信贷金额的0.3～0.5%，一次付清；承担费按信贷余额的0.25～0.5%提取。

商贷：管理费率占商贷金额的1%，一次付清；承担费按商贷余额的0.25～0.5%提取。

国外贷款一般每半年计息一次。

在计算资本化利息前，先编制逐年贷款计划表(见表2—13)及信贷利息计划表如下：本例信贷额取贷款总额的85%，商贷额取15%，信贷年利率取8%，商贷年利率取12%，信贷管理费率取0.3%，商贷管理费率取1%，承担费率信商贷款均取0.5%(见表2—14)。

在建设期间，如信贷的利息和承担费，管理费企业无力支付，可按商贷贷款处理，其利息按商贷利率计算；为了计算方便将其转入商贷本金计算（见表2—15）。

信贷、商贷的“利费合计”和“利费的利息”之和就是资本化利息。见表2—16。

（2）国内贷款建设期利息（见表2—17）

5）流动资金

本例年流动资金占用额，是按年成本总额的25%计算。在生产期的头5年，随着产量的增加，流动资金占用额逐年增加，第五年达到生产规模，以后各年的成本虽有所变化，但为了简单计算，流动资金占用额不予增减。

流动资金来源可以由银行贷款，企业自有资金时也可不贷，在生产期间，企业有盈利时，可以把流动资金贷款偿还，也可以在企业结束时偿还。本例流动资金是按银行贷款

表2—14　　出口信贷利息计算表（单位：万美元）

项目＼年份	0		1		2		3		合计
	上半年	下半年	上半年	下半年	上半年	下半年	上半年	下半年	
贷款额		2090	1682	2523	2973	4460	2943	4414	21085
贷款累计		2090	3772	6295	9268	13728	16671	21085	
贷款余额	21085	18995	17313	14790	11817	7354	4414		
承担费*		53	47	43	37	30	18	11	239
管理费	63 (21085×0.003)	*年计息两次，实际利息 $i_n=(1+\frac{i}{2})^2-1$ $=(1+\frac{5\%}{2})^2-1=0.0025031$ 故 $21085\times i_n=53$							63
贷款利息		42	118	201	311	460	608	755	2495
利费合计	63	95	165	244	348	490	626	766	2797
利费累计	63	158	323	567	915	1405	2031	2797	
利费的利息		4	9	19	34	55	84	122	327

61

表2—15　　商贷利息计算表（单位：万美元）

项目＼年份	0		1		2		3		合计
	上半年	下半年	上半年	下半年	上半年	下半年	上半年	下半年	
贷款额	211 (148+63)	320 (221+95+4)	471	708	907	1332	1229	1667	6845
贷款累计	211	531	1002	1710	2617	3949	5178	6845	
贷款余额	(6845−211) =6634	(6634−320) =6314	5843	5135	4228	2896	1667		
承担费		17	16	15	13	11	7	4	83
管理费	6845×1%=68（一次付清）								68
贷款利息	4	19	41	74	118	181	253	335	1025
利费合计	72	36	57	89	131	192	260	339	1176
利费累计	72	108	165	254	385	577	837	1176	
利费的利息		4	7	10	15	23	34	50	143

62

表2—16　　资本化利息表（单位：万美元）

年份 / 项目	0		1		2		3	
	上半年	下半年	上半年	下半年	上半年	下半年	上半年	下半年
信贷利费合计	63	95	165	244	348	490	626	766
信贷利费的利息		4	9	19	34	55	84	122
商贷利费合计	72	36	57	89	131	192	260	339
商贷利费的利息		4	7	10	15	23	34	50
合　计	135	139	238	362	528	760	1004	1277
资本化利息	274		600		1238		2281	
折合人民币	274×2.8=767		1680		3606		6387（万元）	

表2—17

建设年份	0	1	2	3
国内投资贷款	12854	14345	15447	3104
建设期利息*	193	607	1072	1382
合　计	13047	14952	16519	4486

* 12854×3%=385.62　　13047×3%=391.41
385.62÷2=193　　14345×3%÷2=215.175　　+=607

计算的，并考虑在矿山结束时回收。

6）用于偿还贷款的基本折旧费

按规定，新投产企业在偿还贷款期间，可把一部分基本折旧费用于归还贷款。如今，我国矿山企业只提取维简费，不提基本折旧费，因而矿山开采部分没有用于归还贷款的基本折旧费。本例只考虑选矿厂的基本折旧费用于归还贷款。其偿还额为：在矿山投产的头三年，为基本折旧费的80%，后三年为50%。选矿厂的固定资产形成率，按选厂投资的90%计，基本折旧率取固定资产总值的3%。

选矿厂应计年基本折旧费为：

$$45636\times 90\%\times 3\% = 1232\text{万元}$$

用于归还贷款的基本折旧费，头三年为986万元，第四年起至偿清贷款时止为616万元。

7）生产期间基建贷款利息

在生产期间，由于有了产品销售收入，基建期的贷款，应逐步归还，但未还部分仍然需要付息，其付息手续如下：

（1）国外贷款利息

国外贷款根据贷款种类及其利率分别计算。在计算时要注意计息周期，当计息周期和付款周期不一致时，要计算实际利率，当计息周期小于付款周期，则年实际利率为：

$$i_n = \left(1+\frac{i}{n}\right)^n - 1 \qquad (2-10)$$

式中：i_n——年实际利率；

i——年名义利率；

n——年计息次数。

本例取商贷年利率12%，信贷年利率8%，一年计息2次，则商贷年实际利率为12.36%，信贷年实际利率为8.16%。

商贷金额为：

3721 + 274 + 600 + 1288 + 2281

= 8164万美元

第一年贷款利息：商贷8164 × 0.1236 + 信贷21085 × 0.0816 = 2730万美元，折合人民币为7644万元。

第二年为7644万元

第三年为7487万元 *

……

*7487计算如下：

商贷 (8164 − 1264 + 2.8) × 0.1236 = 953.3

信贷 (21085 × 0.0816) = 1720.54

(953.3 + 1720.54) × 2.8 = 7487

(1264，见表2—18是生产盈余现金，全部用于偿还商贷)

（2）国内贷款利息，本例国内贷款利率按3%计。在归还国外贷款期间，企业集中力量偿还外资，无力偿付国内贷款，此时每年支付的利息为：

49004* × 3% = 1470万元 (*表2—17合计总和)

从第11年开始偿还国内贷款，利息逐年减少。

8）流动资金利息

流动资金贷款利息可按下式计算：

$$IF = F_j \cdot \frac{1}{2} \cdot i + \sum_{j=1}^{j-1} F'_{j-1} \cdot i \qquad (2—11)$$

式中：IF——流动资金贷款利息额（元）；

F_j——当前流动资金贷款额（元）；

i——流动资金贷款利率（%）；

$\sum F'_{j-1}$——前期流动资金贷款总和（元）。

本例流动资金贷款利率取年利7.20%　j—期数　j = 1、2、3……

9）基建贷款偿还

贷款偿还的先后顺序，一般国外短期贷款，国外商贷，国外信贷，国内短贷，国内长贷。其原则是：利率高的先还，利率低的后还。

国外商贷一般4—6年还清，国外信贷一般6—8年还清，其偿还方式由合同规定，可等额还，也可根据企业实际偿还能力不等额偿还。

国内贷款一般按企业实际能力不等额偿还，也可定期等额偿还。

本例国内外贷款均按企业实有偿还能力计算的。

10）资金平衡预测表的平衡

平衡表平衡的原则是：

资金来源的金额 = 资金占用的金额

用于平衡的项目是“短缺资金”和“盈余现金”，它们分别对“资金来源”和“资金占用”进行平衡。当“资金来源”小于“资金占用”时，就要出现“短缺资金”，当“资金占用”小于“资金来源”时，就有“盈余现金”，为此在短缺资金未发生前先进行预平衡。

“短缺资金”如何填补，根据企业具体情况而定，可能是上级财政补贴，或动用企业自有资金，或借用短期贷款等，本例按最不利情况平衡（即借用短期贷款）。

在预平衡时，设资金来源部分（未计“短期贷款”）的

表，由它可以说明很多经济问题，主要有：

（1）预测企业哪年有盈利，哪年有亏损；在整个服务年限内企业经济活动总成果，是盈利还是亏损，盈多少，亏多少。

（2）预测企业在那年可偿清全部贷款和回收全部投资。

（3）由平衡表推算贷款偿还期和投资收益率。

三、其他评价指标

矿山投资项目的经济效果评价，除采用上述方法和指标外，还需其它辅助指标加以补充。辅助指标的选用，决定于投资项目的具体情况。现将评价方法介绍如下：

1、考虑资金的时间价值

1）净现值法

净现值法作项目评价与前述的贴现法原理基本一样，所不同的是：

贴现法是以投入的现值与收回的现值之和等于零（接近于零）条件，选择贴现率。

净现值法是以固定的贴现率计算净现值，亦即是用投资基准收益率或项目的期望投资收益率作为贴现率，把计算年限内各年净现金流量分别折算为基准年的金额即现值，历年现值的代数和即为所求的净现值。计算公式为：

$$\Sigma P = \sum_{t=1}^{n} \frac{F}{(1+i)^t} \qquad (2-13)$$

式中：P——净现值，元；

F——各年的净现金流量；

i——基准投资收益率或项目的期望投资收益率；

t——计算年限内各年；

$t=1、2、3、\cdots\cdots、n$。

净现值一般计算步骤：

（1）计算投资项目的净现金流量；

（2）确定贴现率；

（3）根据确定的贴现率得贴现系数；

（4）计算各年的现值；

（5）累计各年的现值得净现值。

为了易于了解，举下列各计算例子

例1　某矿山投资项目，历年的净现金流量如表2—19，期望的收益率为10%，求其净现值。

计算得净现值为+1605万元，该投资项目的经济效果较好。

但由于目前矿山投资项目的基准收益率尚未正式确定，故采用净现值指标评价投资项目尚有一定困难。净现值法可用于方案比较。

例2　某矿山深部开拓计算了两个方案，所用的投资及各年的利润如表2—20，方案的期望收益率为6%，求方案的优越性。

比较结果：方案A净现值>方案C，而方案C达不到期望收益率。方案A优于方案C。

例3　某矿山中段平面开拓工程选用的开拓及设备投资有三种方案，中段服务年限为4年，企望收益率为5%。三方案投资及年经营费如下表，求最优方案。

从2—21表三方案投资看来，方案Ⅱ比较优，因基本投

表2—20　　净现值方案比较　　（单位：万元）

年份		现值系数 $\frac{1}{(1+i)^n}$	方案A 净现金流量	方案A 现值	方案C 净现金流量	方案C 现值
		a	b	$P_1=a\times b$	d	$P_2=a\times d$
建设期	0	1.0000				
	1	0.9434	−2100	−1981	−1000	−943.4
	2	0.8900	−1000	−890	−2500	−2225
	3	0.8396	−375	−315	−400	−336
生产期	4	0.7921	750	594	760	602
	5	0.7473	842	629	850	635
	6	0.7050	814	574	824	580
	7	0.6651	788	524	790	525
	8	0.6274	766	481	755	474
	9	0.5919	747	442	740	438
			$\Sigma P_1=58$	$\Sigma P_1=-250.4$		

表2—21　　（单位：万元）

方案		Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	说明
基本一次投资万元		320	310	300	
年经营费	1	18	20	25	投资包括开拓巷道及设备经营费＝（成本－折旧费）残余价值包括设备、装备等
	2	18	22	25	
	3	20	23	26	
	4	20	24	28	
残余价值	5	34	32	30	

资低于方案Ⅰ和Ⅱ，但从经营费看来，方案Ⅲ最差，因经营费高，残余价值低。因此为了选择经济上的最佳方案，需要用净现值法将三种方案的经营费和残余价值换算成现值，再加以比较。

现值计算如表2—22

经比较得出：方案Ⅰ的现值最低，比方案Ⅱ少3.05万元比方案Ⅲ少8.08万元。如果其他条件相同，从经济效果看方案Ⅰ为最佳方案。

几点说明：（1）用净现值法进行方案比较，投入现值小于收回现值，将产生正值，收益率一定时，净现值越大的方案，投资效果越好。

（2）从例3看，净现值低的方案为最优，因为经营费和投资二者都是净现金流出的。

2）年成本指标法（又称年值法）

表 2—22

年份	项目	现值系数 (A)	比较方案 I	比较方案 II	比较方案 III
0	基本投资	1.000	320	310	300
1	经营费	0.9524	(18×A) 17.14	19.05	23.81
2	经营费	0.9070	(18×A) 16.33	19.95	22.68
3	经营费	0.8638	(20×A) 17.28	19.87	22.46
4	经营费	0.8227	(20×A) 16.45	19.74	23.04
5	残值	0.8227	(34×A) 27.97	26.33	24.63
	现值总和	$\Sigma p=0+1+2+3+4-5$	359.23	362.28	367.31

任何一个投资方案都有两个基本参数：投资和经营费用。投资发生在初期，年经营费用发生于历年。为了便于计算和比较，利用资金还原因数把投资换算成年金。年金和年经营费之和称为年成本。若年成本小于年销售收入，则投资项目有正经济效益，反之则有负效益。

年成本的基本表达式为：

$$C=D+\rho(A\rightarrow P,\ i\%n) \qquad (2—14)$$

式中：C——年成本，元；

D——年经营费用，元；

ρ——固定资产投资，元。

$$\rho(A\rightarrow P,\ i\%n)=\rho\cdot\frac{(1+i)^n\cdot i}{(1+i)^n-1}=A$$

A为定期等额期末偿付资金额，这里亦可理解为年平均折旧额及其利息，故

$$C=D+A \qquad (2—15)$$

实际上就是年经营费用加折旧费及其利息即为年成本，当固定资产有残值时，应考虑残值及其利息。举例如下：

例 4　新建某矿山固定资产投资5000万元，流动资金200万元，年经营费用600万元，每年的销售收入为1500万元，服务年限为20年，残值500万元。设期望的投资收益率为15%，试用年成本法评价建设该矿山是否可行？

解：用C表示年成本，万元；S表示年销售收入，万元；

若$C\leqq S$则项目可行

若$C>S$则项目不可行

$$C=600+(5000+200-500)\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n-1}+500\times i\%$$

式中：$i=15\%$　　$n=20$

查$(A\rightarrow P,\ i\%n)$表$\frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n-1}=0.1597$

故 $C=600+(5000+200-500)\times(0.1597)+500\times(0.15)$

$=1426$（万元）

而$S=1500$万元

故$C<S$

计算表明每年的销售收入大于支出74万元，说明建设该矿除能得到15%的投资收益率外，每年还能得到74万元的收益，故建设该矿在经济上是合理的。

例5见下表，用年值法两个方案比较年度成本支出费用

表2—23

名　　称	方　案　A	方　案　B
初始投资	K_1=1800万元	K_2=2800万元
服务年限	n_1=10年	n_2=20年
残　值	d_{01}=500万元	d_{02}=300万元
利息率	i=5%	i=5%
年经营费（可变值）	D_A=600万元	D_A=500万元

方案A，计算年度成本总支出费用：

（1）平均每年应偿付资本利息支出

$$A_A=(K_1-d_{01})\quad(A\to P,\ 5\%n=10)$$
$$=(1800-500)\quad(0.1295)$$
$$=168.35\text{万元}$$

$(A\to P,\ 5\%10)$值，可查表得（0.1295）

（2）自贷款开始至服务年限终止时，残值每年需偿付利息值：

$$L_A=d_{01}\times 5\%=500\times 5\%$$
$$=25\text{万元}$$

（3）年支出经营费用：D_A=600万元

年度总成本支出：

$$C_A=A_A+L_A+D_A=168.35+25+600$$
$$=793.35\text{万元}$$

方案B，计算年度成本总支出费用：

①平均每年应偿付投资利息支出：

$$A_B=(K_2-d_{02})\quad(A\to P,\ 5\%,n_2=20)$$
$$=(2800-300)\quad(0.08024)$$
$$=200.6\text{万元}$$

②自贷款开始至第十年残值，每年需偿付利息值：

$$L_B=d_{02}\times 5\%=15\text{万元}$$

③年支出经营费用：

$$D_B=500\text{万元}$$

总年度成本支出

$$C_B=A_B+L_B+D_B=200.6+15+500$$
$$=715.6\text{万元}$$

两方案相比较，投资费构成的成本费用方案A比方案B低，但全部成本费用方案B比方案A低，最后应选取方案B。其比较如下：

$A_A+L_A<A_B+L_B$　即　$168.35+25<200.6+15$

而$A_A+L_A+D_A>A_B+L_B+D_B$

即$C_A>C_B$（793.35>715.6）

2、不考虑资金时间价值（静态法）

这项指标是通过静态分析计算简单收益率，它是一个项目达到正常设计能力所能获得的利润与初期投资支付的比率，这种算法虽不够精确，但比较简单，可作为一种考核指标。

1）静态投资收益率

计算公式为：

$$i=\frac{L+d_t}{K_t}\qquad(2-16)$$

式中：L——净利润，或利税额元；

d_t——固定资产基本折旧费，元；

K_t——投资总支出，包括固定资产投资和流动资金，元。

例6　某铜矿建设，总投资1000万元，固定资产转化率为75%（即全部投资只有75%形成固定资产），服务年限为20年，直线法折旧，残值为200万元，达到设计能力的净利润为300万元，求投资收益率。代入上式得：

$$i=\frac{300+(1000\times75\%-200)\times\frac{1}{20}}{1000}\times100\%$$

$$=32.75\%$$

2）投资返本期（或回收期）

投资返本期为静态投资收益的倒数

即　$$T_1=\frac{K_t}{L+d_t}\qquad(2-17)$$

追加投资是指比标准或一般的投资水平多增加的投资。追加投资应带来增益。在建设投资中有这样的情况，建设投资最省的，产品成本可能是较高的；建设投资较高的，产品成本可能是最低的。对这两种方案的投资回收期的比较，要经过计算才能评价。

追加投资回收期的公式为：

$$T_S=\frac{K_2-K_1}{C_1-C_2}\text{（年）}<N_{nt}$$

式中：T_S——追加投资回收期

N_{nt}——标准追加工期回收期

K_1，K_2——两方案的投资　$K_2>K_1$

为：

①数据、计算的误差和分析、推理、判断的错误；

②设备和建筑材料价格、人工费用和管理费用的增减；

③工期的拖长或缩短，提前或延误投产，试生产费用的增减；

④生产原料、燃料、消耗材料、价格的波动对成本的影响；

⑤职工工资的提高，劳动生产率的变化，职工福利设施的改善，对经营效果的影响；

⑥技术条件的差异，产品更新周期，能否适应技术进步的要求，给产品生命力所带来的影响；

⑦市场需求量的变化，价值规律的客观作用，产品可能占有市场的份额变化，生产能力利用率的提高或降低；

⑧各项经济政策的变化，包括税利、价格、经济利益的分配原则等。

一、建设投资的误差

建设投资的准确度，是依据可行性分析的深度而定的，国外一般为：

机会研究误差	±30%
初步可行性研究误差	±20%
详细可行性研究误差	±10%

从我国过去几个设计阶段来看，一般误差为：

方案设计误差	±30%
初步设计误差	±20%
施工设计误差	± 5 %

这些误差造成的原因是：

①数据的误差。在进行可行性研究中，所运用计算分析数据，由于研究的深度不同，也存在不同程度的误差。加之运算的误差以及各种不定因素的变化，造成确定建设项目的工程量，设备数量的偏差。

②造价的误差。建筑井巷工程在进行可行性研究时，参照了同类建筑和井巷造价水平。但具体到每项工程设计，有地质的差别，结构的差别、造型的差别、材料的价差、施工效能的差别，最终反映在造价上出现误差。

③建设周期误差。建设一个项目可以对建设进度有个要求或预定。但执行起来，可能由于设计进度，征地时间、施工力量、材料供应、设备配套等原因而不能如期建成，增加建设费用造成误差。

二、敏感性分析计算

1、不定性分析法

这种方法是不肯定方案中的变动因素，肯定数是用某一方案变动因素加以延伸，观察风险性如何，先使其他因素不变，只变动其中某个因素，然后再换另一变化因素，算出各项因素的敏感度。取其各种变动因素的综合，再分析其风险性大小。

例8　新建小型铜矿山，投资费用：$Q=500$万元，计划产量精矿为$W'=100$吨/日

每吨精矿价格	$G_1=500$元/吨
企业服务年限	$n=10$年
年折旧率	$D_a=8\%$
残　　值	$d_0=50$万元
年大修费率	$h_a=3.5\%$

服务年限内平均达产能力预计　$w_a = 80\%$

全年天数　　$d_S = 307$天

精矿所需原料成本　　$G_2 = 350$元/吨

该矿生产工人$I_Z = 750$人，平均工资$K_1 = 2$元/日

管理人员$I_K = 108$人，平均工资$K_2 = 3.2$元/日

生产管理费　　$g_f = 1800$元/日

税　　率　　$S_a = 5\%$

求出：生产能力，销售价格，材料价格及动力成本等增加或降低时，投资收益率的变化。

1）求预测的收益率

（1）年收入总额：

$$R = w' \times ds \times W_a \times G$$

$$= 100 \times 307 \times 80\% \times 0.05 \text{（万元）}$$

$$= 1228 \text{万元}$$

（2）精矿所需原材料成本

$$C = W' \times d_S \times W_a \times G_2$$

$$= 100 \times 307 \times 80\% \times 0.035 \text{(万元)}$$

$$= 859.6 \text{万元}$$

（3）纳税：$S = R \cdot S_a = 1228 \times 5\%$

$$= 61.4 \text{万元}$$

（4）折旧费：$D_f = (Q - d_0) \times D_a$

$$= (500 - 50) \times 8\%$$

$$= 36 \text{万元}$$

（5）工资费用 $= (I_Z \times K_1 + I_K \times K_2) \times d_S$

$$= (750 \times 2 + 108 \times 3.2) \times 307$$

$$= 56.66 \text{万元}$$

表2—24

项目	生产能力利用率 50%	60%	70%	80%	90%
一）年总收入	767.5	921	1074.5	1228	1381.5
二）年支出额合计	745.5	860.7	975.6	1090.9	1206.0
1、原材料成本	537.26	644.7	752.11	859.6	967.05
2、工资支出	62.89	62.89	62.89	62.89	62.89
3、基本折旧	36	36	36	36	36
4、大修理折旧	15.75	15.75	15.75	15.76	15.75
5、管理费	55.26	55.26	55.26	55.26	55.26
6、纳税	38.38	46.1	53.73	61.4	69.00
三）利润	22	60.3	99	137.1	175.5
四）收益率（%）	4.4%	12.1%	19.8%	27.4%	35%

收益率 $= \frac{137.1}{500} = 27.4\%$

备注：投资当为自有未计息

表2—25　　销售价格的变动幅度　　（单位万元）

项目	0.035（-30%）	0.04（-20%）	0.045（-10%）	0.05万元（正常）吨	0.055（+10%）
年总收入	859.6	982.4	1105.2	1228	1350.8
年支出额	1072.5	1078.6	1084.8	1090.9	1097.0
利润	-213	-96.2	20.4	137.1	253.8
收益率%			4.08%	27.4%	50.76%
纳税	42.98	49.12	55.26	61.4	67.54

且销售价格从现在的0.05万元/吨，降低11.7%时，企业即发生亏损，可视为高度敏感。

4）原料费用的敏感度

精矿原料费（包括矿石成本及选矿药费、动力等）这些费用提高或降低，还可以细分，但为了简便，假定降低10%，或提高10%、20%、30%时，对利润和收益率的影响见表2—26。

表2—26　　（单位：万元）

项目	原料费变化幅度 0.0455（30%）	0.042（+20%）	0.0385（+10%）	0.035（正常）吨	0.0315（-10%）
年收入额	1228	1228	1228	1228	1228
年支出额	1348.78	1262.82	1176.9	1090.9	1005
其中原料费	1117.48	1031.52	945.56	859.6	773.64
利润	-120.78	-34.82	511	137.1	223
收益率%			10.22%	27.4%	44.6%

计算结果，当原料费提高16.65时，企业即发生亏损，可视为高度敏感，因收益率降低速度，高于原材料费用增长速度。

上面几种计算，是考虑某种情况发生变化后，其它情况不变的条件，敏感度的变化，当两种情况或更多种情况发生变化，可算出最不利的敏感度。本例从略。

根据上述三种计算，可绘出敏感度曲线。

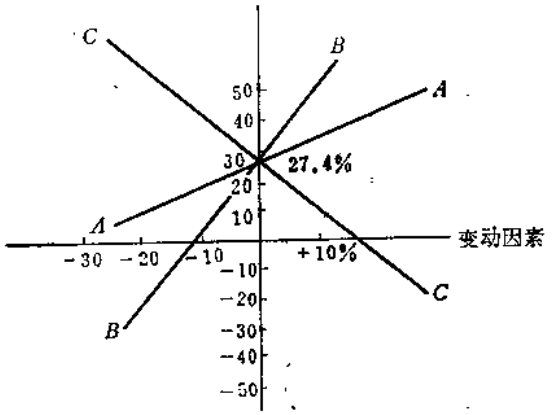


图 2—5

A—A——生产能力变动　*B—B*——销售价格变动

C—C——原材料价格变动

2、收支平衡点分析

收支平衡点又称盈亏分歧点，是企业盈利和亏损的分界点，在收支平衡点上，企业的收入和支出相等。收支平衡点可由产品销售量，生产负荷率，销售收入额等数量指标表

示，也可用图解表示。分析收支平衡点可了解企业的风险性大小。

企业的收入主要来自销售产品的收入。支出集中表现为年生产总成本。因而分析收支平衡点利用的经济参数有：产品销售量，产品销售价格，单位产品可变成本，固定总成本。

为了计算收支平衡点，假设：

（1）产品销售价格稳定不变；

（2）产品年生产总成本中，单位产品的可变费用与产量成正比，但其值不随产量增减而变化；年固定费用是常数，不随产量变化；

（3）产品年产量全部销售，没有积压。

销售收入可用下式表示：

$$S = b \cdot Q \qquad (2-19)$$

式中：S——年销售收入，元

b——单位产品销售价格　元/吨

Q——产品销售量即产量，吨。

产品年总成本可表达为，

$$C = V \cdot Q + F$$

式中：C——产品年生产总成本，元；

V——单位产品可变费用，元/吨；

F——年固定费用，元。

当收支平衡时　$S = C$

1）收支平衡产量

设收支平衡产量Q_0。

即　$b \times Q_0 = V \cdot Q_0 + F \qquad (2-20)$

得 $Q_0=\frac{F}{b-V}$

例9 设计某矿山年产量$Q=500$万吨，固定费用$F=1500$万元/年，单位产品可变费用$V=10$元/吨，产品销售价格$b=15$元/吨，则收支平衡产量Q_0为

$$Q_0=\frac{1500}{15-10}=300\text{万吨}$$

当矿山年产量为300万吨时，收支平衡。小于300万吨时，出现亏损，大于300万吨时，有盈利。

2）收支平衡销售收入

上式如果两边乘以售价b，得收支平衡销售收入S_0。

$$S_0=b\times Q_0=\frac{b\cdot F}{b-V}$$

当$b=15$，$Q_0=300$时，$S_0=4500$万元。即只有当年销售收入超过4500万元时，企业才有盈利，否则就出现亏损。

3）收支平衡生产负荷率

如果 $Q_0=\frac{F}{b-V}$两边除以设计生产能力Q，得收支平衡生产负荷率n。

$$n=\frac{Q_0}{Q}=\frac{F}{Q(b-V)} \qquad (2-21)$$

$Q_0=300$ $Q=500$ 则$n=\frac{300}{500}=60\%$

即企业的产量不可小于设计生产能力的60%，否则就出现亏损。

4）收支平衡点图解法

画出直角座标系，横座标表示年产量，即年销售量；纵

座标表示金额。由$S=b\cdot Q$和$C=V\cdot Q+F$两直线方式，相交于A点，A点即为收支平衡点。其横座标上的Q_0，即为收支平衡产量（销售量），或收支平衡负荷率。纵座标上的S_0，即为收支平衡销售收入。

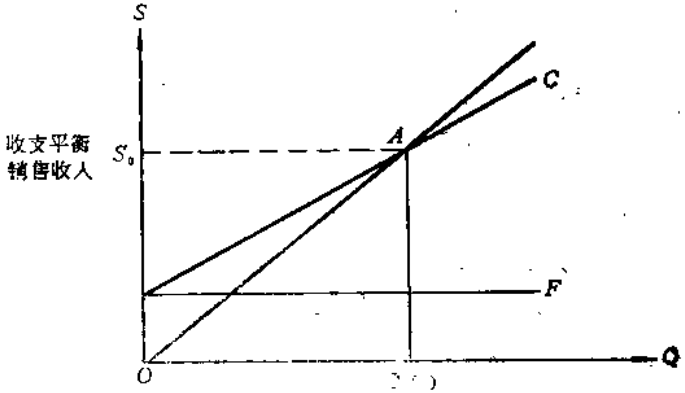


图2—6 收支平衡图

通过收支平衡点分析，可了解产品销售量变化对预计的企业经济效果和国民经济效果的影响，考察投资项目可以承担多大程度的减产风险和滞销风险。收支平衡点的数值越小越好。由式

$Q_0=\frac{F}{b-V}$看出，要使收支平衡点的数值趋小，固定费用F必须小，产品单位售价b减单位产品可变费用V的值则必须大。由上图也可看出，b、V分别为两条直线的斜率，b越

附表 2—27　　3 %　　复利因子　　n——利息期数

一次支付			均匀多次支付				
n	F→P	P→F	A→F	A→P	F→A	P→A	n
13	1.4685	0.6810	0.06403	0.09403	15.618	10.635	13
14	1.5126	0.6611	0.05853	0.08853	17.086	11.296	14
15	1.5580	0.6419	0.05377	0.08377	18.599	11.938	15
16	1.6047	0.6232	0.04961	0.07961	20.157	12.561	16
17	1.6528	0.6050	0.04595	0.07595	21.762	13.166	17
18	1.7024	0.5874	0.04271	0.07271	23.414	13.754	18
19	1.7535	0.5703	0.03981	0.06981	25.117	14.324	19
20	1.8061	0.5537	0.03722	0.06722	26.870	14.877	20
21	1.8603	0.5375	0.03487	0.06487	28.676	15.415	21
22	1.9161	0.5219	0.03275	0.06275	30.537	15.937	22
23	1.9736	0.5067	0.03081	0.06081	32.453	16.444	23
24	2.0928	0.4919	0.02905	0.05905	34.426	16.936	24
25	2.0938	0.4776	0.02743	0.05743	36.459	17.413	25

附表 2—28　5%　复利因子　n——利息期数

一次支付			均匀多次支付				
n	F→P	P→F	A→F	A→P	F→A	P→A	n
1	1.0500	0.9524	1.0000	1.05000	1.000	0.952	1
2	1.1025	0.9070	0.48780	0.53780	2.050	1.859	2
3	1.1576	0.8638	0.31721	0.36721	3.153	2.723	3
4	1.2155	0.8227	0.23201	0.28201	4.310	3.546	4
5	1.2763	0.7835	0.18097	0.23097	5.526	4.329	5
6	1.3401	0.7462	0.14702	0.19702	6.802	5.076	6
7	1.4071	0.7107	0.12282	0.17282	8.142	5.786	7
8	1.4775	0.6768	0.10472	0.15472	9.549	6.463	8
9	1.5513	0.6446	0.09069	0.14069	11.027	7.108	9
10	1.6289	0.6139	0.07950	0.12950	12.578	7.722	10
11	1.7103	0.5847	0.07039	0.12039	14.207	8.306	11
12	1.7959	0.5568	0.06283	0.11283	15.917	8.863	12

附表 2—29　8%　复利因子　n—利息期数

一次支付			均匀多次支付				
n	F→P	P→F	A→F	A→P	F→A	P→A	n
13	2.7196	0.3677	0.04652	0.12652	21.495	7.904	13
14	2.9372	0.3405	0.04130	0.12130	24.215	8.244	14
15	3.1722	0.3152	0.03683	0.11683	27.152	8.559	15
16	3.4259	0.2919	0.03298	0.11298	30.324	8.851	16
17	3.7000	0.2703	0.02963	0.10963	33.750	9.122	17
18	3.9960	0.2502	0.02670	0.10670	37.450	9.372	18
19	4.3157	0.2317	0.02413	0.10413	41.446	9.604	19
20	4.6610	0.2145	0.02185	0.10185	45.762	9.818	20
21	5.0338	0.1987	0.01983	0.09983	50.423	10.017	21
22	5.4365	0.1839	0.01803	0.09803	55.457	10.201	22
23	5.8715	0.1703	0.01642	0.09642	60.893	10.371	23
24	6.3412	0.1577	0.01498	0.09498	66.765	10.529	24
25	6.8485	0.1460	0.01368	0.09368	73.106	10.675	25

附表 2—29　8%　复利因子　n—利息期数

一次支付			均匀多次支付				
n	F→P	P→F	A→F	A→P	F→A	P→A	n
1	1.0800	0.9259	1.0000	1.08000	1.000	0.926	1
2	1.1664	0.8573	0.48077	0.56077	2.080	1.783	2
3	1.2597	0.7938	0.30803	0.38803	3.246	2.577	3
4	1.3605	0.7350	0.22192	0.30192	4.506	3.312	4
5	1.4693	0.6806	0.17046	0.25046	5.867	3.993	5
6	1.5869	0.6302	0.13632	0.21632	7.336	4.623	6
7	1.7138	0.5835	0.11207	0.19207	8.923	5.206	7
8	1.8509	0.5403	0.09401	0.17401	10.637	5.747	8
9	1.9990	0.5002	0.08008	0.16008	12.488	6.247	9
10	2.1589	0.4632	0.06903	0.14903	14.487	6.710	10
11	2.3316	0.4289	0.06008	0.14008	16.645	7.139	11
12	2.5182	0.3971	0.05270	0.13270	18.977	7.536	12

附表 2—30　12%　复利因子　n—利息期数

一次支付			均匀多次支付				
n	F→P	P→F	A→F	A→P	F→A	P→A	n
13	4.3635	0.2292	0.03568	0.15568	28.029	6.424	13
14	4.8871	0.2046	0.03087	0.15087	32.393	6.628	14
15	5.4736	0.1827	0.02682	0.14682	37.280	6.811	15
16	6.1304	0.1631	0.02339	0.14339	42.753	6.974	16
17	6.8660	0.1456	0.02046	0.14046	48.884	7.120	17
18	7.6900	0.1300	0.01794	0.13794	55.750	7.250	18
19	8.6128	0.1161	0.01576	0.13576	63.440	7.366	19
20	9.6463	0.1037	0.01388	0.13388	72.052	7.469	20
21	10.8038	0.0926	0.01224	0.13224	81.699	7.562	21
22	12.1003	0.0826	0.01081	0.13081	92.503	7.645	22
23	13.5523	0.0738	0.00956	0.12956	104.603	7.718	23
24	15.1786	0.0659	0.00846	0.12846	118.155	7.784	24
25	17.0001	0.0588	0.00750	0.12750	133.334	7.843	25

附表 2—30　12%　复利因子　n—利息期数

n	一次支付 F→P	一次支付 P→F	均匀多次支付 A→F	均匀多次支付 A→P	均匀多次支付 F→A	均匀多次支付 P→A	n
1	1.1200	0.8929	1.0000	1.12000	1.000	0.893	1
2	1.2544	0.7972	0.47170	0.59170	2.120	1.690	2
3	1.4049	0.7118	0.29635	0.41635	3.374	2.402	3
4	1.5735	0.6355	0.20923	0.32923	4.779	3.037	4
5	1.7623	0.5674	0.15741	0.27741	6.353	3.605	5
6	1.9738	0.5066	0.12323	0.24323	8.115	4.111	6
7	2.2107	0.4523	0.09912	0.21912	10.089	4.564	7
8	2.4760	0.4039	0.08130	0.20130	12.300	4.968	8
9	2.7731	0.3606	0.06768	0.18768	14.776	5.328	9
10	3.1058	0.3220	0.05698	0.17698	17.549	5.650	10
11	3.4785	0.2875	0.04842	0.16842	20.655	5.938	11
12	3.8960	0.2567	0.04144	0.16144	24.133	6.194	12

表 2—31　15%　复利因子　n—利息期数

n	一次支付 F→P	一次支付 P→F	均匀多次支付 A→F	均匀多次支付 A→P	均匀多次支付 F→A	均匀多次支付 P→A	n
1	1.1500	0.8696	1.0000	1.15000	1.000	0.870	1
2	1.3225	0.7561	0.46512	0.61512	2.150	1.626	2
3	1.5209	0.6575	0.28798	0.43798	3.472	2.283	3
4	1.7490	0.5718	0.20026	0.35027	4.993	2.855	4
5	2.0114	0.4972	0.14832	0.29832	6.742	3.352	5
6	2.3131	0.4323	0.11424	0.26424	8.754	3.784	6
7	2.6600	0.3759	0.09036	0.24036	11.067	4.160	7
8	3.0590	0.3269	0.07285	0.22285	13.727	4.487	8
9	3.5179	0.2843	0.05957	0.20957	16.786	4.772	9
10	4.0456	0.2472	0.04925	0.19925	20.304	5.019	10
11	4.6524	0.2149	0.04107	0.19107	24.349	5.234	11
12	5.3503	0.1869	0.03448	0.18448	29.002	5.421	12

复利因子　　**n—利息期数**

i=2—31　15%

n	一次支付		均匀多次支付				n
	F→P	P→F	A→F	A→P	F→A	P→A	
13	6.1528	0.1625	0.02911	0.17911	34.352	5.583	13
14	7.0757	0.1413	0.02469	0.17469	40.580	5.724	14
15	8.1371	0.1229	0.02102	0.17102	47.580	5.847	15
16	9.3576	0.1069	0.01795	0.16795	55.717	5.954	16
17	10.7613	0.0929	0.01537	0.16537	65.075	6.047	17
18	12.3755	0.0808	0.01319	0.16319	75.836	6.128	18
19	14.2318	0.0703	0.01134	0.16134	88.212	6.198	19
20	16.3665	0.0611	0.00976	0.15976	102.444	6.259	20
21	18.8215	0.0531	0.00842	0.15842	118.810	6.312	21
22	21.6447	0.0462	0.00727	0.15727	137.632	6.359	22
23	24.8915	0.0402	0.00628	0.15628	159.276	6.399	23
24	28.6252	0.0349	0.00543	0.15543	184.164	6.434	24
25	32.9190	0.0304	0.00470	0.15470	212.793	6.464	25

第三章　冶金坑内矿山生产能力和矿井服务年限

§1　确定矿山生产能力的重要意义

矿山企业的生产能力，是矿山在正常生产时期每年所生产的矿量。确定矿山生产能力，是矿山建设的重要问题，在设计中，矿山生产能力确定的正确与否，直接关系着矿山建设和国家计划的安排，也是常常造成设计返工、投资浪费、经济效益不佳的重要原因。因而在设计中，对矿山生产能力的确定应十分重视。

在编制矿山规划、任务书、可行性研究以及初步设计时都有计算矿山生产能力的问题。例如在设计中、井筒和主要巷道断面，主要生产设备类型（如提升、运输、压气、通风等设备）。技术建筑物（如选厂或破碎车间）等等都要按照生产能力为设计依据。

与矿山生产规模直接有关的生产环节是很多的。它不仅取决于采场能力，还取决于运输、提升、破碎、充填等其他重要生产环节的综合能力。就技术上可能的矿山能力，其基础的生产环节系采场生产能力，其他各种生产环节都应与之相配套并留有充分的余地。

本章所谈的计算坑内矿山生产能力的方法，只述及与采矿场能力有关的一些系数，指标的选取与计算，而没有涉及

表 3—1

九个有色和黑色金属矿山地质变化情况统计表

矿山名称	贮量变化		矿体变化	影响程度
	增或减(万吨)	百分数		
××铅锌矿	由23.8减少到12.8	—49%	北矿体缩小	增加基建投资延长达产时间，缩短矿山寿命
××铅锌矿	由301减少到237	—21.4%	矿体长度缩小	增加基建投资160万元，矿块减少39%，很难完成设计产量
黄沙坪铅锌矿	矿体上部120C2级增到260(B+C1级)	+216%		贮量增大，延长矿山寿命
××铅锌矿	360减到217	—40%		年产量减少1/3
××铁矿	1#矿体贮量由129.6减到45.7	—65%		浪费坑道800米，延长达产时间
××铁矿×矿区		—12%	断层密度每100米，有16—12条	影响矿块布置增大采掘比
××锰矿一期工程		—10%	无矿带面积占20—25%	同　上
××锰矿二期工程			无矿带面积占15—20%	同　上
××铁矿×矿区	某矿点由22减15 某矿点由299减到12.7	—31 —42.5	矿层联续性遭破坏	部分巷道报废影响开拓和采准巷道布置

以内，其中有四个矿山贮量减少30—60%，这些矿山影响到

产能力不宜过大，否则难于达到设计产量。例如某锰矿，第一期工程所开采的为矿体薄、倾角小、顶板不稳固。有火灾危险的矿床，原设计的生产能力为年产矿石42万吨，该矿区生产已将近结束，但历年平均的产量只达到22万吨，仅为设计生产能力的53%，又如某铁矿的某一矿区，所开采的为一储量较大的缓倾斜薄矿层，原设计生产能力为年产矿石300万吨，但该区生产十多年，最高年产量只达到103万吨，仅为设计生产能力的34%。因此确定矿山生产能力一定要研究采矿技术条件，正确选择采矿方法，合理确定矿块生产能力和同时工作的矿块数目。

3、技术装备和机械化水平

能否不断出现新的高强度的采矿工艺所需要的高效率的采掘设备，并在设计上选用，国内金属矿山采场出矿，多数使用电耙，急倾斜薄矿脉开采应用重力放矿直接装车，近十年来机械的发展应用了电动与柴油驱动的无轨装运机以及采用振动放矿，国内外情况表明，技术装备不同，采场生产能力有很大的差别，因而影响矿山生产能力。

4、设计上的因素

采矿方法选择是否合理，各种技术参数确定得是否合适，选用的设备是否配套适应开采技术条件以及回采顺序是否与开采强度相适应等等。

5、生产管理

科学地组织生产，及时维护和检修生产设备，采用合理奖惩制度，及时解决职工的困难问题，做好思想工作，训练生产的技术力量，发挥人的积极性等等，有利于生产能力的提高。

§ 3　采出矿石量与最终产品量的关系

在我国，矿山建设是根据国家计划安排进行的，矿山生产能力主要来源于国家需要，上级根据发展国民经济计划的需要和资源的条件，下达设计任务书，规定出矿山的生产能力。由设计院验证其技术上的可能性，最终由上级机关审查确定。

国家对生产矿山或新设计矿山下达任务，金属矿山是按年产精矿或金属量指标，故计算井下采出矿石量的生产能力，必须按精矿或金属量指标换算为矿石量，换算方法如下：

（1）任务书中为年产精矿量A_1吨，精矿品位为β（%）。该矿山采出矿石的品位为α'%，

选矿回收率ε_1%，

则矿石年产量A应为：

$$A=\frac{A_1\beta}{\alpha'\varepsilon_1}\quad 吨 \qquad (3-1)$$

（2）国家下达任务是年产金属量A_2吨，

金属产品成分δ%，

精矿冶炼回收率为ε_2%，

则　$A\cdot\alpha'\cdot\varepsilon_1\cdot\varepsilon_2=A_2\cdot\delta$

矿石年产量为：

$$A=\frac{A_2\cdot\delta}{\alpha'\cdot\varepsilon_1\cdot\varepsilon_2}\text{吨} \qquad (3-2)$$

考虑矿床中金属含量分布不均，矿石品位有变化，选矿

冶炼回收率波动等原因，换算后的矿石量应增加一个不均衡系数ϕ，（$\phi=1.1\sim1.15$），以保证国家需要的矿石量。

§ 4　技术上确定可能的矿山生产能力

过去常用于确定生产能力的方法有年垂直下降速度法，年工作面推进距离法，开采强度系数法，新中段准备时间法，同时回采出矿块系数法，采掘进度计划验证，合理服务年限法等多种。50年代由苏联$H\cdot C$顿敏著的用各项作业平衡确定矿山年产量，统称顿敏法。资本主义国家，确定生产规模和服务年限的一种常用方法叫$H\cdot K$泰勒法。

方法繁多，各种计算方法都有各自的优缺点和适用条件。但开采强度系数法，年下降速度法和年工作面推进距离法属于强度近似估算，用于长远规划阶段的估算较适宜，新中段准备时间用于检验，常不单独使用，合理服务年限是经济合理的简单评价。目前应用较多的是同时回采出矿矿块系数法。便于学习，分别介绍如下。

一、垂直下降速度法

计算公式：

$$A=\frac{S\cdot V\cdot r\cdot k'}{1-\rho}\cdot K_1\cdot K_2\cdot(E) \qquad (3-3)$$

式中：A——矿山年产量，当分阶段（中段）计算时为阶段（中段）年生产能力万吨/年；

S——矿床的平均水平面积米^2（当分阶段计算时为本阶段水平面积）；

V——矿山开采下降速度，米/年；

r——矿石体重，吨/米^3；

k'——矿石回收率，%；

ρ——贫化率，%；

K_1、K_2——倾角，厚度修正系数(按表3—4、3—5选取)

（1）下降速度（V）是式中关键性的参数，选取合适与否，对计算结果准确性影响很大。矿体其它条件相同的情况下，下降速度随矿体倾角的增大和厚度的减小而增大，随矿体长度和面积的增大而减小，随矿石损失的增加和废石混入的减少而增大。它和回采顺序，采矿方法、出矿设备，同时生产的阶段数目等多种因素均有密切关系。在选取时应弄清楚类比矿山的相关条件和各矿山的统计方法。

表3—2为不同采矿方法的年下降速度统计汇总（国内调查资料）。

采用表（3—3）下降速度已考虑了矿体倾角及厚度修整系数。

（2）公式中K_1，K_2可这样选取，设计矿山与选用指标的矿山倾角，厚度基本相同，则K_1，K_2为1，若不相同可用下表（3—4）和表（3—5）。

（3）公式中地质影响系数（E），国家规范规定B级贮量允许增减30%，C级的允许增减40—45%，计算矿山生产能力时，提交的地质贮量不是100%准确，实际揭露矿体形态、面积、厚度、长度均有所变化而影响地质矿量，近几年来提出乘一个地质影响系数，以使计算出的矿山生产能力更为可靠些。

地质影响系数的采用，目前尚未统一，有色金属矿床，

表3—2　不同采矿方法的年下降速度统计

采矿方法名称	统计矿山数	下降速度（米/年）									
		半≤600米²或1000～2000米²		600～1000米² 2000～6000米²		1000～1500米² 6000～10000米²		>1500米² 10000～20000米²	
		多中段	一般	多中段	一般	多中段	一般	多中段	一般
浅孔留矿法	15	35	15—25	21	6—15	—	—	—	—
极薄矿脉留矿法	9	21.75	10—15	13	7—10	—	—	10	6—8
有底柱崩落法	8	45	25—40	30—40	15—25	30	10—20	20—30	6—20
充填法	7	—	6—8	10	6—9	15	5—7	—	4—5
无底柱崩落法	4	—	20—32	—	15—25	—	8—12	—	—
分段空场法	8	40	20—30	30—40	15—20	30	12—18	20.8	10—15
嗣后充填法	—	50	30—40	40	30—35	—	20—30	—	18—20

序号	矿体特征和采矿方法	年下降速度V(米)
1	缓倾斜薄矿体全面开采法	10—15
2	缓倾斜矿厚1.8～4.0米内，采用长壁陷落采矿法	8—12
3	缓倾斜中厚(4.1—1.0米)，采用房柱法	8—10
4	缓倾斜厚矿体采用崩落法开采(有底柱或无底柱)	8—10
5	倾斜急倾斜厚矿体采用崩落采矿法(有底柱或无底柱)	15—20
6	极厚矿体采用崩落法开采(有底柱或无底柱)	8—14
7	充填采矿法（包括水砂，胶结充填）	10—13

表3—4　　矿体倾角修正系数K_1

修正系数	矿体倾角（度）			
	90	70左右	60	45左右
K_1	1.2	1.1	1	0.85

表3—5　　矿体厚度修正系数K_2

修正系数	矿体厚度（米）			
	7—12	12—35	40—60	＞6·0
K_2	1·2	1	0·8	0·6

储量级别	B	C	B、C级的各占一半时
系　数	0·9	0·7	0.8

由于地质条件变化大，勘探类型不同，根据具体情况，分析决定更可靠，不必千篇一律乘以小于1的系数。黑色金属矿床多数人倾向于乘以小于1的地质影响系数。而煤炭系统的设计是用1.3—1.4的储备系数去除工业储量所得的矿量作为计算生产能力的依据。

二、开采强度系数法

用每米²矿体水平面积每年产矿量多少的方法计算采场年生产能力。计算公式：

$$A = a \cdot S \cdot E \qquad (3-4)$$

式中：a——开采系数（单位面积产量），吨/米²年

其它符号同前。影响a的因素是很多的，如矿石体重，采场布置方向，同时开采阶段数，采矿方法，出矿设备效率等，应分析相关因素然后选取。同一矿山，如果相关因素相同，扩建设计，规划设计时采用上部指标验证下部生产能力时比较准确。而对多种采矿法的矿山，以及急倾斜矿体的指标用于缓倾斜矿体参照计算。都不准确。我国目前部分矿山开采强度系数见表3—7。

三、回采工作面年推进距离

本法一般常用于缓倾斜薄矿体，矿层埋藏较稳定的设计计算，用于壁式陷落法较为合适。计算公式如下：

$$A = \frac{1}{K} \cdot \Sigma L \cdot I \cdot q \quad \text{吨/年} \qquad (3-5)$$

表3—7　　开　采　强　度　系　数

矿山名称	生产矿山									
	易门狮山铜矿	易门风山铜矿	中条山篦子井铜矿	中条山胡家峪铜矿	民铜矿大劈槽坑	松树山	大庙铁矿	程潮铁矿	向山硫铁矿	云锡松树脚硫化矿
主要采矿法	有底柱分段崩落法	同左	同左	同左	同左	同左	无底柱分段崩落法	同左	同左	底盘漏斗分段空场(崩落)法
体重 吨/米^3	2.7	2.7	2.8	2.8	2.8	3—4	4.04	3.46		3.8
开采强度系数 吨/米^{2}年	75—100	60—65	40—60	50	40—50	60—70	30—40	40—50	10—15	26.34
所用面积	中段面积	同左	同左	同左	同左	同左	同左	同左	同左	年平均采完面积

（据北京有色院资料增补）

三节复述。

根据地质勘探线剖面图作出各阶段平面图，在平面图上圈定出矿体轮廓线。按选用的采矿方法结构参数，划分可布矿块。剔除阶段中在垂直方向不完整的矿块；阶段中边角不完整的矿块；地质构造原因暂不采的或留永久矿柱的矿块。计算中段贮量及矿块可采贮量。确定参于生产能力计算的有效矿块。

在正常情况下，应避免多阶段采矿，多阶段开采，管理不便，安全也较差。一般同时开采阶段数不应多于三个，在能满足年生产能力时，一个阶段开采最为合理。根据产量要求或上下阶段衔接，两个阶段可以同时开采，但应注意上下阶段的超前关系。

2、开采矿块数确定

考虑通风运输系统，合理确定开采顺序，并正确选择采矿方法后，用同时开采出矿矿块数来确定生产能力是一种较为可靠的方法。因为矿山采矿是以矿块或采场为独立的基本出矿单元来组织生产的，对于不同的矿体和技术装备条件而言，采矿方法不同，单个矿块布置形式不同，使生产能力差别甚大，故本法是设计工作中使用的主要方法。矿山年产量一般计算式如下：

$$A=\frac{N\cdot q\cdot \phi\cdot t}{1-Z}\quad 吨/年 \qquad (3-7)$$

式中：N——一个中段可布矿块（采场）数个；

q——矿块（采场）或进路出矿能力，吨/日个；

t——年工作日；

Z——付产矿石率%；

ϕ——矿块利用系数。

由于采矿方法不同，对上述计算公式稍有变动，为了便于计算，可列出各种采矿方法所用的产量计算式。可参考冶金系统设计院采矿业务建设网编〈冶金坑内矿山生产能力的确定〉

现在讨论式中各参数值。

1）矿块（采场）出矿能力q

出矿能力q，取决于出矿设备效率，不同的运搬设备，矿块生产能力各不相同，即使用同一设备，由于出矿条件、设备维护、操作技术熟练程度不同，其生产能力有差别。影响出设备效率的主要因素：运搬距离的远近，矿石大块的多少、通风、运输等等。

我国采用的出矿设备有电耙，ZYQ—14型装矿机，装岩机和铲运机等，下面分别介绍这几种设备的出矿能力。

电耙出矿：

有底柱崩落法，长壁崩落法，全面法以及房柱法等采场多用电耙出矿，因其结构紧凑、坚固耐用、操纵维护简便、适应性强、损件易换等优点，乐于被矿山采用。

国内使用较多的是28，30瓩的电耙，其斗容为0.3米^3×2（串耙），而50瓩斗容为0.5米^{3}的电耙使用还不多。早在70年代就试制有75和100瓩距离控制的耙矿绞车，耙斗相应为1和1.4M^3。

目前生产矿山统计电耙效率q，基本上用三种统计方法：

一是按出矿周期计算；二是按电耙开动台日计算；三是按出矿电耙的综合效率。按出矿周期统计的电耙效率，是从

采场出矿开始到采场矿量全部出完所用的天数去除采场的出矿量，它是一个综合指标，既包括电耙日内作业和出矿效率的因素，又反映了电耙年内“出勤率”的因素，它是按台日统计出来的效率（吨/台日），又是按年工作日折算成台年效率(万吨/台年）。

按开动台日计算的电耙效率，是采场的采出矿量被电耙的出矿天数除所得的效率（吨/台日），该指标包含了电耙作业率和出矿效率的因素，没有包括电耙年出勤率的因素（或采场出矿周期内电耙出勤率的因素），所以选用这一指标计算生产能力时，还应考虑增加25～30%的备用采场。

电耙综合效率是将全矿回采出矿总数被开动的出矿电耙的台年数除所得的电耙效率（万吨/台年）。开动电耙的台年数，是按统计的开动台月数，再折算成台年数。电耙台月数是指电耙月内只要开动，不管开动几天，均按开动一个台月计算。这种统计电耙效率的方法比较简单，其数值相当于按出矿周期统计的效率指标。在选用这一指标时不必增加备用出矿采场。

国内一些矿山所用30瓩的0.3米^{3}耙斗的电耙在耙运距离20～30米的条件下，按出矿周期计算的效率一般指标为150～220吨/台日。

表（3—10）为有底柱采矿法国内生产矿山实际电耙效率。

根据冶金矿山两次会议精神，对使用电耙出矿的矿块（除留矿法外），电耙的能力应以采场的回采出矿周期的能力统计计算并选取其指标。设备的停歇时间对崩落法采场以一个月为界。对其它方法以二个月为限，停歇时间超过上述

表 8—10　　为长壁采矿采场平均生产能力

矿山名称	走向长（米）	矿体厚（米）	勘探类型	顶板岩石稳固性	底板岩石稳固性	采场规格（米） 走向长	采场规格（米） 倾斜长	采场规格（米） 宽	出矿设备	采场平均生产能力 吨/台月
魔家保铁矿一盲井	600	2	Ⅰ—Ⅱ	$f=5-8$ 不稳固	极稳固	20—100	500—60	同矿体厚	28—30瓩电耙	3335
王村铝土矿	900	1.4	Ⅱ—Ⅰ	$f=4-5$ 不稳固	$f=4-7$ 稳固	70—100	55—60	同矿体厚	30瓩电耙	2800
浅井子粘土矿	800	1.8	Ⅰ	$f=3-5$ 不稳固	$f=3-4$ 不稳固	不分矿块	50—60	同矿体厚	28—30瓩电耙	4187
王村铝矾土矿	1400	2.5	Ⅰ	$f=0.8-8$ 不稳固	不稳固	盘区长 200—300	40—50	同矿体厚	28—30瓩电耙	4172
北焦宋铝土矿	1200	2.1	Ⅱ	$f=1.5-2$ 不稳固	$f=8-5$ 不稳固	50—80	50或10—25 二个分段	同矿体厚	28—30瓩电耙	2280（两班作业）

（资料来自沈阳铝镁设计研究院）

表 8—11　　采用装运机出矿，效率选取表

选取的效率	设备作业条件
3～9万吨/台年	一、需分采 二、运距大于60米 三、矿石体重较小 四、多台设备使用一条溜井
10万吨/台年	介于两者之间
11～12万吨/台年	一、基本不分采 二、运距不大于60米 三、矿石体重较大 四、1～2台设备使用一条溜井

铲运机出矿：

根据82年调查资料，我国向国外引进了8种型号的铲运机共234台。分布在23个矿山或公司使用，目前国内自制并已鉴定的铲运机。如表 3—12。

铲运机在我国矿山设备出勤率（按工作日计）较低，一般仅40～75%，平均为56%，工时利用率也低，一般为50%，最低仅为17.8%。

影响铲运机设备出勤率和工时利用率的主要原因是：

（1）落矿跟不上出矿，如某矿每班作业仅1.5～3小时。

表3—12

制造厂	型号	斗容米³	备注
厦门工程机械厂	ZLP—4 型	2米³	
柳州工程机械厂	ZLD—50 型	3米³	
春宜工程机械厂	ZLD—20 型	1米³	
太原矿山机械厂	WJ—1.5 型	1.5	全液压
长沙矿山研究	CY—1 型		

（2）充填跟不上采矿。

（3）设备可靠性差，维修工作跟不上，使备用台数高达100%，而计算台年生产能力时，应将备用数也计入，所以设备利用率低。

（4）进口机器的备品备件跟不上，常停工待修。

（5）有轨开拓系统和劳动组织形式约束了铲运机的机动性，影响了铲运机生产能力的发挥。

表3—13为82年台班和台年生产能力统计资料

冶金部规定单位斗容的最低生产能力为5万吨/米³，而矿山实际水平远低于这个指标。

在无资料可取的前提下，可通过计算，求出铲运机的生产能力。

计算步骤如下：

（1）小时生产能力计算：

$$q_{时}=\frac{60}{\frac{L}{V_{重}}+\frac{L}{V_{空}}+t_1+t_2+t_3+t_4}\cdot r\times V\times K \qquad (3-8)$$

表3—13

机型	斗容米³	台班生产能力吨/台班		台年生产能力（万吨/台年）		矿山
		最高	平均	每台	每米³斗容	
ToR0100DH	2.0	411	80	3	2.3	甲
ToR0100DH	2.0		121	3.05	2.4	乙
ToR0100DH	2.0					丙
LF—4.1	2.0	780	120	3.24	1.62	甲
LF—4.1	2.0			4.6～624	2.3～3.23	乙
CT1500	0.83		60	1.8	2	
LK—1	2.0	600	186.5	5.1	2.55	甲
LK—1	2.0	500	225	7.56	3.78	乙
LK—1	2.0		275	4.8—6.3	2.4—3.15	丙

式中：$q_{时}$——铲运机生产能力，吨/台·时

L——运距，米

$V_{重}$——重车运行速度（100—120米/分）；米/分；

$V_{空}$——空车运行速度（100—120米/分）；米/分；

t_1——卸载时间（一般取30秒），分；

t_2，t_3——重，空车转弯时间，（一般各取30秒）分；

t_4——装载时间（按爆堆情况，块度情况取70—

90秒），分；

r——矿石松散体重，吨/米^3

V——铲斗容积，米^3；

K——装满系数，0.8。

（2）工时利用系数：

出矿设备实际开动时间，除了受设备完好情况影响外，还受生产管理，作业条件（如溜井、大块、悬顶、风、水、电等因素）的影响。设备本身处于良好状态能操作的，但由于其他原因使设备处于窝工状态，故工时利用率既包括了设备完好率，生产管理水平及作业条件。国外大多数矿山，该系数为40—70%。

（3）台年生产能力计算公式：

$$q_{年} = q_{时} \cdot n \cdot a \cdot K \cdot b \qquad (3-9)$$

式中：$q_{年}$——铲运机年生产能力，万吨/台·年；

n——日工作班数，班/日；

a——班工作时数，时/班；

K——工时利用系数，时/班；

b——年工作日数，日。

（4）出矿设备备用量

备用铲运机的用途主要是为了替换在生产中临时出故障的设备和替换计划维修，大修占用的设备。

（a）替换在作业中临时故障的设备数目可按设备完好率计算。所谓设备完好率（英文原意为有效率或工作效率，*AVailabilit y*，为达意明确起见，用完好率此名）。

$$\text{设备完好率} = \frac{\text{可能的工作小时} - \text{设备故障停工小时}}{\text{可能的工作小时}}\%$$

例如设备完好率为50—75%，采场出矿设备备用率就应是100～50%。在目前统计资料不足情况，采场设备备用率只能按50～100%范围选取。当维修条件好，备件充足设备完好率达75%者，采场设备备用率可取50%。当维修条件差，备品供应不足，设备完好率达50～75%，采场设备备用率取100%。

（b）替换大修设备的备用率，可按大修周期考虑一般大修时间与运行时间之比为10%，所以大修需用的设备为采场设备的10%。

（c）替换计划维修的设备的备用率，一般计划维修时间与运行时间的比为5：1，故维修所占用的设备为采场设备的20%。

所以除采场保有50～100%的备用设备外，还应有采场设备的30%的备用设备，才能满足生产的要求。

表3—14

设备型号		ST—2			ST—3	ST—4	ST—5
铲斗容积（米^3）		0.75	1.50	2.00	2.30	3.10	3.80
载重（吨）		1.35	2.70	3.50	3.70	5.50	7.30
运距～米	200	4	6	8	9	12	15
	150	5	8	10	11	14	17
	100	6	10	12	13	16	19
	50	7	12	14	15	18	21

矿块数）；

$N_{可布}$——可布进路条数（可布矿块数）；

$\Sigma N_{大}$——大于进路（矿块）平均长度可布进路（矿块）的数目，条（个）；

$\Sigma L_{短}$——小于进路（矿块）平均长度的可布进路（矿块）的长度之和，米；

$L_{厚平}$——分段（阶段）内可布进路（矿块）的平均长度，米。

阶段中有效矿块数$N_{有效}$，除用作图法布置确定外，亦可按下式概略求出。

$$N_{有效}=\frac{n\times L}{I} \qquad (3-11)$$

式中：n——阶段中矿体总长度，利用系数0.8—0.9；

L——阶段中矿体总长度，米；

I——矿块长度，米。

3）矿块利用系数（K_2）的选取：

矿块利用系数为出矿采场与中段（分段）内可布采场总数之比，也就是出矿采场与本中段（分段）出矿、落矿、切割、采准、探矿采场的总和之比。目前生产矿山采准，探矿有的布置在下阶段，这样可提高矿块利用系数。该系数的大小主要与采矿工艺环节的配比有关系。

表（3—16）为根据采矿方法不同，矿块利用系数设计推荐资料。

4）付产矿石率Z

付产矿石率Z即采准切割出矿量占矿块矿量的百分数，根据采矿方法不同，以及采准切割巷道布置在脉内或脉外的

不同，可以计算出付产矿石率。根据在矿石中千吨采切比的指标及矿块贮量，可以求出付产矿石率。

表3—15

采矿方法	矿块利用系数 ϕ
全面采矿法	0.6～0.8
房柱采矿法	0.5
浅孔留矿法	0.3～0.5
分段凿岩阶级矿房法	0.33～0.35
充填采矿法	0.36～0.45
壁式崩落法	0.33～0.5
有底柱分段崩落法	0.33～0.7
无底柱分段崩落法	0.2～0.35①
分层崩落法	0.2～0.25①
阶段强制崩落法	0.36～0.45
	①按回采进路数计算

表3—16　　Z 的 参 考 数 字

采准切割工程大部分在脉外	介于两者之间	采准切割工程大部分在脉内
Z = 5%	Z = 10%	Z = 15%

5）年工作日数 t，按工作制度选取，当选取的出矿效

率 q 为万吨/台年时，则可把 t 当为 1。

计算矿山生产能力时，首先可逐阶段进行，计算出每个阶段可能的生产能力，然后确定出矿山生产能力。

下图（3—1）为各阶段生产能力曲线，由曲线得知除第一阶段和最后阶段达不到设计能力外）其余各阶段能满足90万吨/年的生产能力要求。

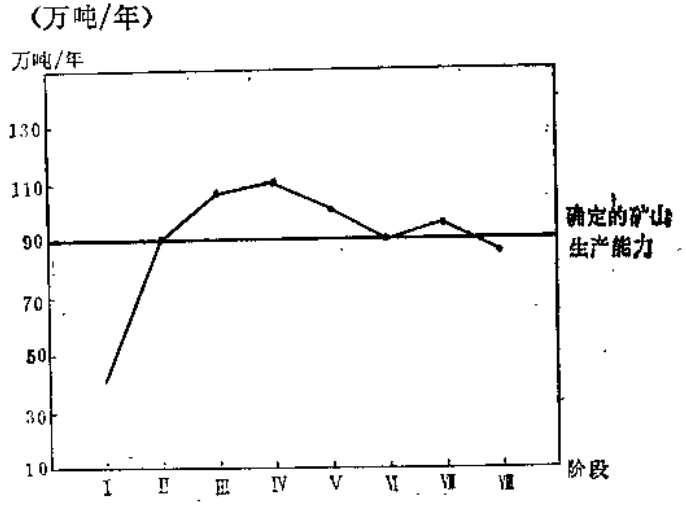


图 3—1　矿山生产能力确定

§ 5　矿山生产能力的检验方法

由于矿山生产能力计算是错综复杂的技术经济问题，尽管根据不同的采矿方法，用矿块摆布法。或编制采掘进度计划方法相对的比较准确，但再用新水平准备时间验证矿山生

产能力及经济合理服务年限校核，也是必要的。当然目前所用的校核方法并非是非常准确的方法，而在一定程度上还能达到校核目的。

一、用新水平准备时间验证矿山生产能力

为了在上一阶段进行开采作业的同时，下一阶段能及时地进行开拓，采准和切割工作，以便开采工作转入新阶段之前，完成新阶段的准备工作，以能保证正常持续的生产关系。

对于下降速度快的矿山，各水平主要井巷工程需要通过区段恶劣的地质条件时；以及目前技术装备水平的条件下要快速通过较困难地段的矿山，用这种方法验证生产能力具有一定的意义。

目前掘进机械化水平不断提高，井巷施工配套的机具不断出现，使掘进速度大幅度提高，因此在一般情况下就不需要用这种方法验证矿山生产能力。

要保证正常持续的生产关系，就要注意下阶段的开拓采准时间$T_{准}$短于上阶段的开采时间$T_{采}$其关系式是：

$$T_{采} > T_{准} \quad 或 T_{采} = W \cdot T_{准} \qquad (3-12)$$

式中，$T_{采}$——阶段的开采时间，年；

$T_{准}$——新阶段开拓采准所需的时间，年；

W——阶段开采超前开拓采准系数。

多数新建矿山，在基建时主要大巷，竖井已开拓完毕，检验时只计算下阶段采准时间。

按及时准备新阶段确定矿山企业生产能力，其计算公式如下：

$$A = \frac{Q_{中} \cdot k'}{W \cdot T_{准} \cdot (1-\rho)} \qquad (3-13)$$

式中，$Q_{中}$——上中段设计采出的工业贮量，吨；

k'——矿石回收率，%；

ρ——贫化率，%；

A——设计的年产量。

表3—17　　超前系数W值的选取

超前系数值 W	地　质　条　件
1.1～1.2	地质条件良好，埋藏要素稳定，有用成份分布均匀
1.2～1.5	介于两者之间
1.5～2.0	地质条件恶劣，矿床埋藏要素极不稳定，成份，分布不均匀

新阶段的开拓采准时间$T_{准}$，取决于掘进工作方式（平行作业及流水作业），取决于阶段中开采顺序，根据新阶段开拓、运输、通风、排水系统和所用的采矿方法所需的掘进工程量，掘进速度，编制工程进度计划确定。

例如当用后退式开采时，新阶段的开拓和采准时间：

$$T_{准} = \frac{1}{12}\left(\frac{H}{V_{H}} + \frac{L_{石}}{V_{石}} + \frac{L_{平}}{V_{平}} + t_{采准}\right) 年 \qquad (3-14)$$

式中，H、$L_{石}$、$L_{平}$——表示掘进的阶段高度，石门长度，阶段巷道一翼全长，米；

$t_{采准}$——采区准备时间；

表3—18　冶金矿山经济合理服务年限和生产能力对照表

矿山类型	矿山年产量（万吨）	矿山日产量（吨）	服务年限（年）
大型	＞100	＞3000	＞30
	黑色金属矿30～100	900～3000	＞20
中型	有色金属矿20～100	600～3000	
小型	黑色金属矿＜30	＜900	＞10～15
	有色金属矿＜20	＜600	

在下列情况，经上级机关批准可以适当缩短其服务年限，增大矿山能力。

国家或地区特别需要的矿石，小富矿及矿床远景储量好的矿山；已有选矿厂或冶炼厂可利用；基建投资少，矿床涌水量大或地压大等。用经济合理的矿山服务年限，检验矿山生产能力的合理性，这种方法不能单独使用，只能对已定的矿山规模进一步校核服务年限，是否满足现阶段经验规定的年限。

2、矿山企业服务年限

在已定的开采井田范围内，矿床的工业储量是一定的，根据勘探程度不同，作为设计基础必须有一定的高级贮量和大部分的C级贮量，一般情况大中型黑色金属矿要求高级贮量应占设计贮量的15～25%。大中型有色金属矿高级贮量占5～10%。小型黑色矿和有色矿无法探求高级贮量，则可用C级贮量作为设计基础。若井田中工业贮量Q为已知定值，则矿山服务年限，随生产能力的增大而缩短。

其平均矿山企业计算服务年限$T_{计}$可由下式求得。

$$T_{计}=\frac{Q\times k'}{A\times(1-\rho)}\text{年} \qquad (3-15)$$

式中：A——矿山企业生产能力，吨/年；

k'——工业矿石总回收率，%；

ρ——矿石总贫化率，%；

Q——工业矿床贮量，吨。

勘探可靠，贮量确实的条件下，企业实际存在的年限，要比计算的服务年限长，其原因是：

（1）开采初期直到达产时期，这段期间，年生产能力是逐渐增加的；而矿山将至结束的时间其产量逐渐下降的，因此就延长了存在年限。

（2）开采期间，不断的生产探矿，从而把远景贮量，d升级或在勘探过程中获得了新贮量，这样就有可能延长矿山寿命。

（3）采矿和加工技术的改善，如减少了矿石损失，降低了可采品位，进行了综合利用，因而增加了工业贮量，延长了矿山寿命。对于（2）和（3）两种情况取决当时的勘探程度，矿体埋藏情况和今后技术水平故所延长的矿山服务年限，很难以估计。

今就第一种情况进行讨论。

$$T_{实}=T_{上}+T_{正}+T_{下} \qquad (3-16)$$

$$T_{计}=T_{正}+\frac{1}{2}(T_{上}+T_{上}) \qquad (3-17)$$

故$T_{实}>T_{计}$

式中：$T_{实}$——矿山实际存在年限，年；

$T_{上}$——矿山从投产到达产，生产能力上升期所需时间，年；

$T_{下}$——矿山末期产量逐渐下降的时间，年；

$T_{正}$——矿山按设计生产能力正常生产的时间，年。

根据上述公式作图如下：

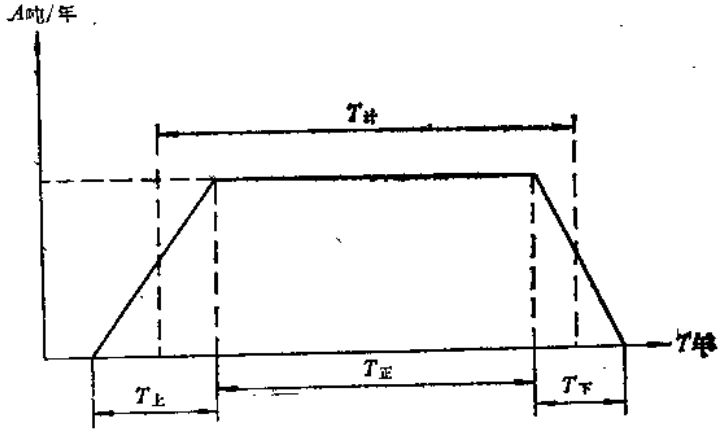


图3—2　矿山存在年限

在实际生产中矿山年产能力绝不会如上图（3—2），一帆风顺，逐年的产量都有高低的变化，如下图（3—3）为某某铜矿华峰坑历年产量发展情况（浅孔留矿法为主）。

矿山正常生产年限，不应少于实际服务年限的2/3。而$T_{上}$对于大型矿山不应大于3—5年，中小型矿山不应大于1—3年。而（$T_{下}$）下降时期较长一般为3—5年。对于小矿山的服务年限可按冶金部关于扶植小矿山的规定：

$$A = 5Q^{\frac{3}{4}} \times (1 \pm 0.2)^{-1} \qquad (3—22)$$

A——年产量，吨

利用泰勒计算公式，计算不同贮量的服务年限和年产量如下表。

表3—19

储量 (Q) 万吨	服务年限 (T) 年	年产量 (A) 万吨/年
100	6.3	15.8
150	7	21.4
200	7.5	26.6
300	8.3	36
350	8.6	40.5
400	8.9	44.7
450	9.2	48.9
600	9.9	60.6
1000	11.3	88.9
3000	14.3	202.7
5000	16.8	297.3
10000	20	500

从表中看出，与我国同等规模的矿山相比较，矿山企业服务年限都普遍的较短。我国矿山年生产量和工业发达的资本主义国家相比较，规模偏小。其主要原因和我国采选技术

水平，设备条件，管理水平有关系。此外过去我国对金钱的时间价值研究不足，延长服务年限对井下排水、通风、巷道维护和管理等经常开支认识不足。

附作业题：（地下开采设计原理）

某铁矿为层状矿床，产状比较稳定。矿层厚度11～13米，倾角30°～45°平均35°。矿石致密状的块岩$f=4-7$，底板砂页岩$f=3-5$。矿层走向长约3350米。

用平窿同溜井开拓，中段高为40米。采用分段崩落法进行回采，采场长度66米，采场用装运机运矿，采场平均日生产能力为200吨，开采时贫化率和损失率都为15%，矿石体重4.0吨/米^3。深部尚有500万吨C_2级矿石储量，需用平窿同盲竖井进行开拓。

矿体开拓剖面如下：

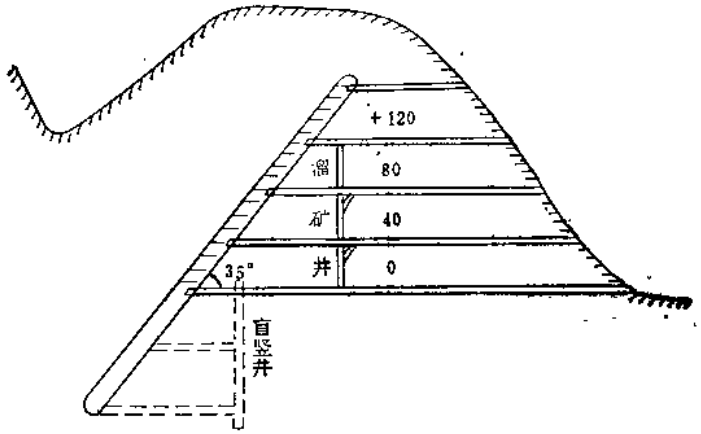


图3—4　某铁矿开拓剖面

矿山为连续工作制，年工作日为330天，每天三班工作，每班8小时。矿山生产能力初步定为60万吨/年（1818.2吨/日）。

附表1　　矿石工业储量和阶段矿体长度

中段名称	中段矿体长度 L	矿石工业储量（万吨）
120米　水平	370	48
80米　水平	1200	195
40米　水平	2400	368
0米	3600	430
合　计		1041

验证该矿山生产能力是否合适。

按下列条件验证矿山年产量。

（1）按开采工作年下降深度验证

公式：

$$P=\frac{V\cdot S\cdot r\cdot k'\cdot K_1\cdot K_2}{1-\rho}$$

$$=\frac{V\cdot Q_{中段}\cdot k'\cdot K_1\cdot K_2}{H(1-\rho)}\text{吨/年}$$

符号说明见公式（3—3）式中各数值列附表2（见表）

（2）按回采工作条件验证

公式：

$$P=P_1+P_2\text{吨}$$

P_1——采场矿石年产量，吨

附表2

中段名称	矿石工业储量 Q中段（万元）	回采率 k'（%）	贫化率 ρ（%）	倾角修正系数 K_1	厚度修正系数 K_2	阶段高度 H（米）	下降速度 V年（米/年）	可能达到的生产能力P（万吨/年）
120米	48					40		
80米	195					40		
40米	368					40		
0米	430					40		

计算后意见：

P_2——副产矿石年产量，吨

（该矿山副产矿石量占全部矿石量的4%）

$$P_1 = q \cdot N \cdot T \quad 吨/年$$

$$N = \frac{m \cdot L}{1\ (1+K)}$$

式中各数值列附表3（见表）

（3）按同时回采矿块数验证

公式：

$$P = \frac{N_{有效} \cdot \varphi \cdot q}{1-Z} \cdot T$$

式中：P——矿山生产能力，吨/年

N——一个中段有效矿块数目，个

φ——同时回采出矿矿块利用系数

q——矿块日产量，吨/日

Z——副产矿石率，%

T——全年工作天数，天。

计算结果请列表如附表4。

（4）按经济合理服务年限验证

公式：

$$t_P = \frac{Q \cdot k'}{A\ (1-\rho)} = 17.4年$$

式中：Q——为0米以上矿体工业贮量

A——任务书中规定的年产量

其他符号见前

计算后意见：

（5）按新阶段的开拓和采准速度验证，

附表3

中段名称	中段矿体长度（米）	矿体长度利用系数 m	采场长度·1（米）	采准备用与回采采场的关系 K	同时回采的采场数 N(个)	采场昼夜生产能力 q（吨/日）	全年工作天数 T（天）	采场矿石年产量 P_1（万吨/年）	副产矿石年产量 P_2（万吨/年）	可能达到的中段生产能力 P（万吨/年）
120米	370	0.9	66	1.5		200	330			
80米	1200	0.9	66	1.5		200	330			
40米	2400	0.9	66	1.5		200	330			
0米	3600	0.9	66	1.5		200	330			

计算后意见：

附表4

中段名称	中段矿体长度 (米)	有效矿块数目 N (个)	回采矿块利用系数 φ	同时回采矿块数 (个)	矿块中采场日生产能力 q (吨/日)	年工作天数 (天)	中段生产能力 (万吨/年) 采场	副产	总计	矿井生产能力 P (万吨/年) (单中段回采)
120米	370		0.4		200	330				
80米	1200		0.4		200	330				
40米	2400		0.4		200	330				
0米	3600		0.4		200	330				

计算后意见：

$$T_H = \omega \cdot T_j$$

补充验算条件：

该矿山为三个中段同时作业，其中一个中段回采，另二个中段进行采准和开拓工作。

新阶段的开拓水平为40米水平。

脉外平巷 —— $l_{平} = 2400$米

平同数度 $l_{石} = 1200$米

脉内外横巷 $l_{宽} = 500$米

阶段开拓巷道总长度 $= 2400 + 1200 + 500 = 4100$米水平巷道成巷度平均60米/月；垂直巷道成巷速度为30米/月按三个工作面，求阶段开拓时间 $t_{\text{开}} = ?$ 同时掘进。

千吨采准工作量 $R = 7.45$米/千吨

其中，千吨采准米 $R_{准} = 3.57$米/千吨

千吨切割米 $R_{切} = 3.88$米/千吨

采准矿量和备采矿量保有期限分别为一年和半年。

求年采准切割巷道总长度 $\Sigma l = ?$

设采准巷道其中水平巷道为1070米

同时采准切割工作的矿块为三个

求40米级段的采准切割时间 $t_{\text{准}} = ?$

公式：

$$t_{\text{准}} = \frac{1}{12}\left(\frac{l_{采} + l_{切}}{3 \times V_{平}} + \frac{h}{3 \times V_{垂}}\right)$$

式中：$l_{采}$——采准平巷总长，米

$l_{切}$——切割平巷总长，米

h——采准巷道垂直部分长度，米。

下阶段开拓和采准时间 $T_j = ?$

$$T_j = t_k + t\pi$$

求80米中段回采时间 T_H=？

$$T_H = \frac{Q \cdot k'}{A(1-\rho)}$$

验证结果意见及措施：

（6）按回采进度计划验证：

补充条件：任务书规定投产时产量为30万吨，投产到达产时间为2年。

请按下表编制回采进度计划。

附表5

中段名称	中段矿石工业贮量（万吨）	中段可能的生产力	中段开采时间	按确定规模 82(年)(1)	83 (2)	84 (3)	85 (4)	86 (5)	87 (6)	88 (7)	89 (8)
120米	48	13.75	3.5								
80米	195	48.1	4.1 实际时间( )								
40米	368	96.1	3.8 实际时间( )								
0米	430	144.2	3 实际时间( )								
逐年产量（万吨）											

矿山年产量

第四章　矿山总平面布置

§1　概　　述

矿山企业，为了采出矿石，必需在地面布置一系列的工业构筑物和生活建筑物，矿山生产和生活的这些地面的构筑物和建筑物一般包括如下几类：

①生产用的构筑物，是指在其中进行全矿的主要生产工艺流程的厂房，如选矿厂、炼厂、机修厂、提升机房、地面矿仓等。

②生产辅助用建筑，是指为主要生产车间服务的车间，如锻钎房、工具车间等。

③动力用建筑，如空气压缩机房、锅炉房、矿山自备热电站、煤气发生站、变电站等。

④运输用建筑物及构筑物，如机车库、汽车库、地磅、栈桥、矿区内部运输铁路、公路和索道等设施。

⑤储藏用建筑，系保存各种材料、原料、燃料、炸药等仓库，一般分室内、室外、地下和半地下几种，尾砂池及废石场亦应属这一类建筑。

⑥卫生技术设备用构筑物，如地表水泵房、水塔、净水及冷却水构筑物等。

⑦全矿性生活，行政，教育用建筑物，如办公楼、学校、

中心实验室、电影院、俱乐部、医务室、食堂、浴室、卫生间等。

上述各类建筑，其中主要的要根据矿山生产规模，矿石加工运输的要求，结合地形和地质条件，合理地布置在平面图上，在建筑重点上有轻重缓急，但在规划上应统一考虑布置地点的合理性，通过大小运输线路的联结，建成后形成一个有机的整体，称之为矿山总平面布置。

矿山总平面布置，既要服从统一规划，从必须满足建设项目本身的要求。要做到管理方便、经济合理、节约投资、少占土地，达到建筑上处理协调统一，规划上布置紧凑完整，交通运输上经济合理。

矿山总平面布置由总平面图来体现，总平面图一般包括矿区规划图和工业场地平面布置图。若矿区的范围较大，包括几个坑口时，应有单独的矿区规划图。

矿区规划图，通常是规划在1：5000～1：10000的地形图上，根据矿床赋存条件，地形条件、水文条件，对外部交通运输条件，把矿山企业各个组成部分，骨干部分及中心地点，作出全面规划，这个规划要经过正确的厂址选择及多方面的方案比较后确定。规划图中首先标明矿体界线，采矿移动带、主副井位置、采选工业场地、废石场、尾砂坝、矿区内部运输及与外部运输的联系，以及其他厂房及生活区。

工业场地平面布置图，一般布置在1：1000～1：2000的地形图上（等高线间距为1～0.5米地形图），是比较为细致的规划。而且是根据矿区规划图所确定的布置原则，一般在分区范围内应标明选矿或冶炼厂、机修车间、锻钎房、卷扬机房、压气机房及通风机房、矿仓、废石场、材料仓库行

政福利设施等。外形尺寸，相互距离，除此以外应布置出地下结构物（上下水道、暖气管道、电缆）等位置地点。架空结构物（架空电网和架空索道等）。井筒的位置，并把地下主要开拓巷道的位置及开采范围，投影在地面地形图上。因此工业场地平面布置是平面设计和竖向设计的综合。具体厂房设计由土建工程人员执行。

当矿区范围比较小，企业的各个组成部分比较集中，可以把矿区规划图和工业场地平面布置图合二而一。即合在一个图上布置。

矿山总平面布置，是矿山企业设计中的一个重要组成部分，矿山厂房建筑物的布置是为工业生产服务的，要满足生产工艺流程和设备布置的需要，它一旦形成，在生产过程中是不易改变的，布置得当，将能满足生产需要，并为职工创造良好的工作条件，生活条件，有利于人的身体健康，精神愉快和提高劳动生产率。如果布置不当，如过于分散，联结不紧凑，将使生产工艺流程不合理，其带来的后果是增加工人管理，增加地面运输工作量，增加造价影响基建投资，因此矿山总平面布置设计的重要任务，就是要精心规划，使地面布置，经济合理，安全适用、施工方便、工程量小、建设速度快，以降低生产成本。

§2 总平面布置原则

矿山地面建筑物的布置，首先应按照生产过程的最大方便，职工生活的方便以及安全，建设经济来考虑。造成总平面骨干的建筑物和构筑物，主要的是主附井或主平窿的位

音场所，对散落物及有害气体的车间，应布置在矿区主导风向的下风流。

④有色矿山，大部分位在山区或丘陵地带，必须注意利用地形，以减少土地石方工程量，尽量使挖填方平衡以节约投资及劳动力，有利于排水，例如选厂场地，当重选时，应选择坡度15°～20°的山坡地带布置厂房，以便矿浆自流减少挖方，如用浮选5°～10°的山坡也可以。

⑤所有工业场地，不应布置在地表移动范围以内，（临时性建筑除外），不应布置在工程地质和水文地质不好的区域中，避免位置在山坡崩塌有滑坡危险及山洪危害区内，同时亦应远距大爆破影响区外。

⑥矿区内外交通要适应。矿山从提升井或平窿口到选厂的内部运输量很大，应利用地形，缩短矿石运输距离，避免多次转运。对运出或运入吞吐量较大的仓库、堆场，应靠近铁路或公路，或设专用铁路或公路线，以减少运输距离，铁路的最大纵坡不应超过3％，站线的坡度不超过0.5％。公路的纵坡不超过8％。

§3 矿山总平面布置

矿山总平面布置由以下几部分组成

一、采矿工业场地

一般包括井架、卷场机房、（竖井或斜井）地表车场、卸矿仓、通风机房、压风机房、钎厂、仓库、堆场、食堂、井口办公室等，这些建筑物和构筑物是直接为地下采矿服务，它们的布置，通常和开拓问题共同考虑，当主副井相距较远

的对角式布置时，可分散布置成两个工业场地。

（1）井架，取决于井筒的位置，结构和材料根据矿井规模，服务年限和提升能力等确定。在我国，金属井架使用广泛，当矿井报废时，钢架可回收，近年来，钢筋混凝土井架也使用较多，一般用于服务年限20～30年以上的矿井。掘井时的临时井架和生产年限小于10～12年的小型矿井，可以采用木或钢结构的井架。

（2）地表卸矿破碎设施，箕斗提升时，应设卸矿仓，有时装置粗破碎设施，紧邻井筒，在井架旁边，从布置系统上来看，可以分成垂直布置，水平布置及混合布置三种。

垂直布置系统使用很广，一般在箕斗提升条件下使用，这种布置的优点是：地面矿石工艺流程的运输（破碎、筛分和手选以及往装车仓的运输，完全靠自重完成，且井口建筑物占用的面积小。但需要较高的井架，常高达50～60米，因而造价高，技术复杂。

水平布置系统，矿石是用动力运输（皮带运输机），其优缺点与垂直相反，井架结构不复杂也不高，但占场地面积大，并需动力运送矿石。

混合式布置系统，优缺点属于上述两者之间。

当采用平洞开拓时，有斜坡可利用时，应尽量利用斜坡，自重运送矿石，当斜坡不够用时，可用一部分皮带输送。

（3）卷扬机房。当井筒的位置决定后，该房的位置实际上是固定了，因为在选择井筒位置时，就必须考虑它位置的场地。卷扬机房与竖井中心水平距离一般为20～40米。当采用多绳卷扬机提升时，机房设在井架顶端。

（4）压风机房。选择机房的位置考虑下列原则，尽量靠近用户地点，以便缩短主风管线，以免降低风压。通常是靠近副井或主井。要有一定的工业场地，便于检修和维护，特别是吸气管端的金属蜂集式过滤器和贮气缸，应装在机房外阴凉、干燥、尘埃少的干净地方，空气较好的场所。由于压气机开动时的振动与噪音较大，应离开井口办公室和卷扬机房30米以上的距离，并离开破碎车间和废石场150米以上。

（5）扇风机房，通常是靠近副井或主井，并利用风道和井筒相联。风道布置应力求短捷，少弯曲以减少风阻，入风口要注意保持空气洁净，压入式扇风机的吸风口距坑木场不得小于80米，抽出式扇风机房距机车库锻工车间等厂房不少于20米，另外扇风机房还应远离行政福利大及绞车房，以免扇风机噪音干扰。

（6）锻钎厂和机修厂，一般常联在一块，为了运送钎子方便，应在副井旁边旁近压风机房，厂房大小，可根据企业规模和生产过程决定，如锻钎厂当使用活钎头时，厂房中应设置修磨钎头，钎尾和钎头锻制，镶焊热处理等设备。大型矿山一般都有机修厂，可以进行中修和大修作业，也可以加工生产配件，中小型矿山一般只设一个综合修理车间解决中修和小修任务，车间内应有机床、钻床、锻、铆、钳、电焊等设备。机修车间应距井口较近，最好与井口同一水平，以免重物上坡。中央机修厂可以设在选厂附近。在机修厂内或附近应有贮成品和材料仓库。

（7）变电所。一般应设置在用电负荷的中心，并易于引入外部电源的地方。主要用户用电量一般比例是：井内

20%～40%，卷扬机房20～40%，压气机房20～30%。

（8）仓库和炸药库，仓库的建筑，在矿山总平面布置中占有较重要的地位。根据所有存放的物品性质，可以分为油料库、可燃性物品库、非燃性物品库和炸药库。

仓库的布置应保证满足防火和安全方面的要求。应距井口50米以外。此外应使装卸和运输方便，因此材料库，油料库和坑木堆积场应位于运输线路两侧。材料库和坑木堆积场，在副井附近较好，堆木场中应设有木材加工厂。在使用钢筋混凝土支柱时，应设置支柱制造厂。这些厂房有专用线与井口相联。

炸药库又分总库、分库和爆破材料发放站。总库可根据贮存量和与周围建筑物的距离，集中设一库房或设几个总库，而在每个矿山建设一个分库，这样，可以减少基建投资，少占用地，管理也较方便。对地面炸药库总的要求是：力求隐蔽，确保安全，交通方便，设施完善，炸药和雷管应分库贮存。

炸药库应与居民区、工业场地、输电网路、运输干线等保持一定的安全距离。平地布置的炸药库与周围建筑物的安全距离，按空气冲击波的安全距离计算，公式如下：

$$R = K\sqrt{Q} \quad 米$$

式中：R——最小安全距离，米；

Q——库房中贮存的炸药重量，公斤；

K——安全系数；库房外围没有土堤时，取5～8；有土堤时，取2～4；对于次要的单独房屋或建筑物，交通量不大的公路和铁路，特别坚固的建筑物（如钢筋混凝土桥梁，砂泵站等），可分别采用2～4和1.1～1.9。

上述公式是按无自然屏障的开阔地带考虑的。如果在建筑物和炸药库之间的山岭，山丘或宽于50米而高于建筑物的树林带时，按上式计算的结果应减小一半。在建筑物和炸药库之间没有障碍物，而在相反的方向，在距库房中心$1.5\sqrt{Q}$米的范围内有土堤或耸立的山丘等障碍时，应将上式计算的结果加大一倍。

炸药库最好布置在山谷中，尽量利用天然屏障以减小防爆安全距离。在距库房40米左右的周围应设围墙和挖沟渠，围墙以内要清除杂草等易燃物，以确保安全。

（9）动力及供水排水系统。应尽可能缩短管线。线路布置彼此发生冲突时，应低压让高压，临时让永久。供水水泵应靠近水源。所选择的水源应能保证工业和生活用水有足够的水量，但不应与农业争水，以免影响农业生产。对所选择的饮用水应特别注意水质。

（10）废石堆场。可以集中或分散布置，但应合理的布置，并有适当的容量。一般应设置在提升废石的井口附近。对于将来可以利用的废石应分开布置。场内要有足够的空间最好能存放全部生产年限内所出的废石。以减少运输线路建设工程。当场地小，不够堆集时，可以考虑两个废石场。要求井口到废石场运输方便，重车尽可能下行。应位于主导风向的下侧，尤其应注意位于生活区，入风井口或其它厂房的下风侧。尽量利用地形，使废石场设于山谷，洼地之中，以不占农田为原则。

总平面布置中各组成部分，从经营管理方便的角度考虑，宜集中布置，特别当矿山企业生产能力较大，服务年限长，矿床埋藏集中，开拓巷道采用中央式布置时，并且在开

拓巷道附近有面积较大的平坦地方，可以采取集中的联合布置，如图（4——1）可将采矿工业场地内的85～90%的构

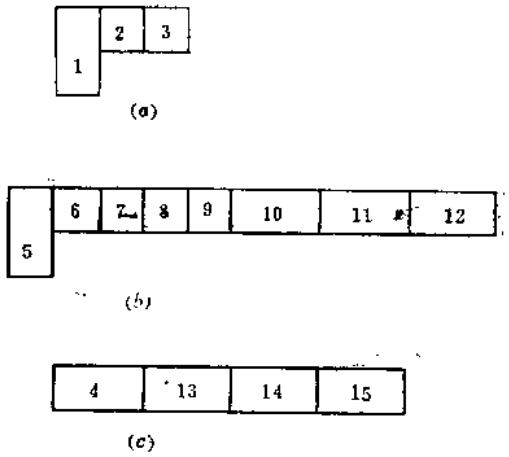


图4——1　矿山厂房集中联合布置

（a）——主井联合建筑物

（b）——副井联合建筑物

（c）——行政福利大楼

1——主井箕斗提升机房；　2——配电室；

3——主井井口房；　4——锅炉房；

5——副井罐笼提升机房；　6——辅助间；

7——空气加热室；　8——副井井口房；

9——压气机房；　10——制针车间；

11——机修厂；　12——材料仓库；

13——浴室；　14——辅助间；

15——生产管理间。

二、选厂厂址选择

选厂位置的选择，在总平面布置中占有重要的地位。选择是否合理，将直接影响总平面布置，生产流程和农业生产等。

选厂位置一般应按下述条件来选择：

①与外部运输系统联系方便，自建专用运输线路较短。

②为了缩短矿石的内部运输距离，最好是靠近主井（或主平窿）口，并低于井口标高。

③最好是建立在有一定坡度的山坡上，以便矿石和矿浆自流运送。重力选厂，坡度最好为15°～20°；粗碎车间，一般选择在10°～25°的山坡。这样布置选厂厂房，不但矿石和矿浆能自流运送，而且建筑工程和土石方工程量减小，可以节约基建投资。

④矿石用箕斗提升时，提升上来的矿石最好能直接卸入进矿仓。这样，可以免除矿石的地面运输，使生产流程简化。

⑤尾砂坝最好选择靠近选厂的天然山沟或枯河等，但既要有足够的容量，又不侵占农田同时力求避免尾矿水排入农田和直接排入河流，有关单位曾调查了16个选厂的尾砂坝，占用农田6千亩，由于尾水淹没被迫放弃耕地4千亩，受尾水影响危害农田8万亩，其中2万亩减产10～40%，这是值得注意的严重问题，尾水更不能直接灌入河流，引起鱼类中毒和民用水流污染。

尾砂坝应尽可能低于选厂标高，以便尾砂自流和避免设置砂泵等。

三、生活福利，工人村和社会文化建筑物位置的选择

生产福利建筑，一般包括办公用房、公共食堂、医疗所、

汽车库、男女浴室，照光室洗衣房，理发室和保健食堂。应按勤俭办一切企业的原则兴建，但切不能影响工人的生活福利和身体健康，兴建地点应选择方便为职工服务为原则，如保健食堂和浴室可设在坑口（井口附近）。公共食堂应设在上下班方便的地点及避免灰尘和有害气体影响为原则。

汽车库应设在交通方便，位置适中的地点，其面积按汽车数目决定，室外有平场，室内有修理室和检查坑。

工人村，应该是选择环境优美，空气新鲜水电条件供应好的地点，中小型矿山为了上下班和外部联系的方便，尽可能接近工业场地，并有公路相通，对于步行上班超过半小时的，应设通勤车。

生活区和工业场地之间，应尽量避免有铁路相通，以免工人上下班穿过铁路。当不可避免时，可采用立体交叉等办法来解决。

建房地点应尽量不占农田，可设在较平缓的山坡和荒地上。在北方寒冷地区，因采暖关系应采取集中布置宿舍；在南方地区，当无大片平整土地时，可考虑分散布置，分别靠近采选工业场地。

文化建筑包括俱乐部、阅览室、放影室或礼堂、露天球场等。选择地点在分散的工人村的中心地点，照顾大多数的职工，电视室可分散布置。

边远地区的矿山其他建房如邮电、银行、百货、公司、书店、饮食店等等，可划为总体规划面积。其服务人员是和企业没有直接关系的。但考虑住房面积时，应把这一部分人员计算在内。交通方便，接近城市的矿山，上述建筑可进行横向联系，由其他企业投资建设。

矿石采出后，不经过加工，直接运给冶炼厂，则内部运输较简单转运次数少。若矿石分品级运出或运出精矿，那么地面运输系统转运次数较多，可能要几种运输设备。

4、主副井开拓巷道布置方式

如果开拓巷道是采取中央式布置，运输线路就比较集中，因运输距离短。如果采用对角式布置的开拓井筒，由于地面布置分散，运输距离长，线路也较复杂，管理欠方便。这对运输方式和运输系统的选择有一定的影响。

内部运输方式和系统，必须与矿石地面加工工艺过程和地面总布置相适应。所以，地面运输的设计必须和各工业场地的选择，地面各项设施的布置，开拓巷道的位置等问题综合起来考虑，统一解决。

矿山外部运输

矿山企业的外部运输，就是把产品由矿山地面贮存矿场和选矿包装车间开始运到国家的主要交通码头上。这段路程叫矿山外部运输，如铜官山矿把选厂精矿运到铜官山码头，桃林铅锌矿把产品运到临湘火车站。外部运输专用线设置，应考虑产品用户的位置和货运方向，以及和国家码头车站联接地点，尽可能缩短专用线的基建费和地面运输费。

外部运输方式，则根据矿山企业的规模，生产年限和单向年运输量等确定，此外还应考虑货物周转量、货物特性、运输距离、地区自然条件、建设条件、协作条件、地区运输网情况等。一般来说，平原和丘陵地区的矿山企业，单向年运输量大于6万吨；山岭地区的矿山企业，单向年运输量大于12万吨；企业生产年限均在15年以上时，外部运输采用铁路是合理的。企业生产年限不到15年，或单向年运输小于6

万吨的平原和丘陵地区的企业，以及小于12万吨的山岭地区的企业，应以公路运输为主。

当年运量虽小，但该地区有发展前途，并可能有其他企业存在，修筑铁路方便，且铁路公里造价经济上合理，可用铁路运输。

我国有色金属矿山多分布在较偏辟的山区，点少面广，交通不便，离国家铁路较远，中型企业占多数，生产年限多在20年以内，运输量一般只有几万吨，因此大多数采用公路运输。

最后指出，在进行内部运输和外部运输设计时，要尽量减化。运输系统，减少转运次数，并实行机械装卸。同时，应保证生产安全，方便和可靠。要尽量减少地面工人数，减少基建投资和生产费用。

§5 管线布置

管线设计本属有关专业工种的工作，但各管线最终要在矿山总平面中布置落实，管线的介质、特性和不同要求，以及它们与建构物、构筑物相互关系，均直接影响总平面布置。总平面设计者应了解管线布置原则，以能配合各专业工种，从全面出发统一安排管线综合平面图。

根据输送物料的性质、地形、地质气候等自然条件，及经济效果分析，管线一般，有地下、地上、架空三种方式。

一、地下管线敷设原则

矿山管线敷设和城市管线敷设略有区别，应以地制宜为

主，但一般应参考下列原则。

（1）管线敷设顺序，应从建筑物基础外缘向道路中心，由浅到深敷设。其顺序为：电讯电缆、电力电缆、热力管、压缩空气管、煤气管、给水管、污水管等。

（2）各种管线沿道路依直线敷设，平行于主要建筑线，要在行车道以外的地段，敷设在绿化带内，不宜布置在桥木下，尽量少和道路建筑物交叉。不得不交叉时应如下敷设：

①易燃、可燃液体管，位在其它管线上面；②给水管应在污水排水管上面；③电力电缆在热力管和电讯管下面，并在其它管线上面。

（3）地下管线应避免饮用水管与生活、生产污水、排水管，或含酸、碱腐蚀有毒物料管线共沟敷设。若并列敷设应有一定间距。电力电缆不得和金属管线靠近敷设，以防金属管产生电腐蚀。

（4）管线不宜重叠敷设，当发生重叠矛盾时，一般应小管让大管，可弯管让不可弯管，临时管让永久管，有压管让自流管，施工工程量小的让工程量大的管道。一般应将检修量多，埋设浅的、管径小的、敷设在最上层，有污染的管线埋设在最下层。

（5）管线最小埋设深度如表4—1。

二、地上和架空管线敷设原则

（1）地上和架空管线敷设应不影响交通运输和行人，保证车行道净空和铁路的建筑介限。

（2）应不影响建筑物的采光和通风，尽可能集中在一个支架上。可利用建筑物的走廊或外墙作支架，注意线路走

表4—1　　地下管线最小埋设深度　　（单位：米）

名　　称	覆土深度（由地面至管顶或管沟顶、米）
1、给水管	冰冻线以下0.2但不得小于0.6
2、污水管 管径≥350毫米	冰冻线以下0.3、但不得小于0.6
≤400毫米	冰冻线以下0.5、但不得小于0.7
3、煤气管	冰冻线以下、但不得小于0.8
4、压缩空气管	同　　上
5、石油管	油内如不含水分，可敷设于冰冻线以上，一般在其下，不小于1.0
6、电　　缆	0.7

向，达到外观整齐。

（3）山地建筑总平面内的管线敷设，应因地制宜、节约用地，在保证边坡的稳定，管线充分利用山坡地敷设。

（4）地上或架空低支架，应尽量避免与道路，货流线交叉。

表4—8　四、管道与道、构筑物之间最小水平距离（米）　（单位：米）

管道名称 \ 建筑物名称	建筑物	铁路中心线	公路边缘	单独柱子
管径300毫米左右	3～5	3～8	1.5～2	1.5
地下管道支架	4		1.5	2
埋于地沟内的热力和压气管道	3	3.8	1.5～2	2
低压电力网和电讯网电沟内的电力网和电讯网	1.5	支架高度加5米	0.5～1	1～1.5
高压输电网	2～4	同上	支架高度	4

第五章 矿床开拓方案经济评价

§1 概　　述

矿床开拓方案选择，是矿山企业重大的技术课题之一。它和矿山总平面布置，通风、提升、运输等系统有密切关系。方案一旦实施后，是否经济合理，会影响矿山企业的基建投资和日后的经营费用。方案选择除技术比较外，常决策于方案的经济比较。

开拓方案选择应考虑的客观因素，及技术上如何考虑？已在“金属矿床地下开采”中已述及。本章着重从经济评比内容方面，讨论最后选择开拓方案问题。

各方案的经济比较，正确选择参与计算的技术经济指标是极重要的，决策者对原始资料掌握不深，指标选择有偏向，会导致选用的方案不合理。

一个正确的开拓方案应由下列条件来衡量。

1）确保生产安全、提升、运输、通风、排水、地面工业广场布置合理。

2）基建投资最省，生产经营费最小，基建时间短，投资快。

3）不留或少留保安矿柱；不占或少占农田。

4）井巷施工条件、设备、材料等的供应方便。

经济比较时，对开拓方案费用相同的项目和费用差别不大或费用很少的项目，可不参与比较。

1、基建投资：

（1）井筒掘进费

$$S_{井} = K_{井} \times \frac{H}{Sin\alpha} \qquad (5-1)$$

或 $$S_{井} = K_1 \times F \times L$$

$$= K_1 \times V$$

式中：$K_{井}$——井筒一米的掘进费 元／米；

H——开掘的垂直深度 米；

α——井筒倾斜角度，竖井 $\alpha = 90°$；

K_1——每立方米井筒的掘进费 元／米^3；

F——井筒毛断面 米^2；

L——井筒长度 米；

V——井筒的体积 米^3。

一般选用成井的费用指标，但因井筒断面大小、形状、和所通过的岩石性质不同，选用的单位掘进费用指标，有时相差很大，应仔细分析并注意所取的指标是否包括维护费和装备费。

（2）开拓巷道掘进费：

根据矿山投产时的生产能力和投产时应完成的开拓，采准切割工程量，确定基建时的掘进巷道。

$$S_{平} = K_{平} \times \Sigma L \qquad (5-2)$$

式中：$S_{平}$——石门或平巷掘进总费用 元；

（6）机械设备费和安装费

矿山主要的机械设备，提升部分有：提升机、罐笼、箕斗、钢丝绳、天轮等。排水有：水泵、排水管；运输有：电机车、矿车、轨道、架线等，通风有扇风机，压气有压风机、管道。此外机修设备、锻钎设备、电气设备等。根据出厂的价格并考虑运杂费，再加上安装费。

设备安装费是按设备重量的百分比计算，一般为设备费的4％～4.5％。

（7）矿山道路建筑费的投资，根据每公里的造价、乘上道路的长度。由于山地及平原、道路等级的差别，造价指标相差悬殊选取指标时要注意分析。或概略计算土方工程量，乘上单价。

（8）其它费用，如：征地、拆迁、青苗赔偿，按实际情况，或有关规定计算。

2、经营费

年经营费的计算方法，有两种，按成本项目计算或按不同项目扩大指标进行估算。前者复杂，而后者简单。

现按扩大指标进行计算。

（1）运输费

a）运输距离不变的运输费，如：地面运输，井口运往选厂或直接到炼厂的运输，地下石门到井底车场的运输等，都为不变的运输费。

$$C_{运}=K_{运}\times L\times\frac{Q\times k'}{(1-\rho)}\quad 元/年\quad (5-6)$$

式中：$C_{运}$——运距不变的年运输费　元/年

$K_{运}$——单位运价　元/吨一公里

L——运输距离　公里

Q——年消失的工业贮量　吨

k'——矿石回收率　%

ρ——贫化率　%。

b）运输距离随回采而变化的送输费

$$C'_{运}=\frac{1}{2}K'_{运}\times L'\times\frac{Q\times R'}{(1-\rho)} \qquad (5-7)$$

$C'_{运}$——运距变化的年运输费　元/年

$K'_{运}$——单位运价　元/吨一公里

L'——运距变化的运输线长度　米。

根据运输功计算，当货载集中点，位于矿体贮量的等分线上的方案，运输费最小。当货载集中点位于矿体的侧翼，则这一翼的矿量，大于矿体全部贮量1/2时，则地下运输费最小。但运输费用和其它费用比较，所占的比例很小，一般不足以影响井筒的位置。

（2）提升费

提升费随提升高度不同，而起变化，年提升量A相同，后期开采年提升费用大于前期开采提升费。当为集中提升方案，提升费不随阶段高度而变化。

$$C_{提}=K_{提}\sum_{i=1}^{n}A_iH_i \qquad (5-8)$$

$C_{提}$——年提升费　元/年

$K_{提}$——提升单价　元/吨一公里（或元/吨一米）。

A_i——第i水平年提升量　吨/年

H_i——第j水平提升距离　公里。（或米）。

b ——开采一吨矿石所需通风费用　元/吨

A ——年产量　吨/年

b） $C_{通} = N \cdot f_1 \cdot f_2 \cdot e$　　（5—12）

式中：f_1 ——年工作日数；

f_2 ——扇风机每日工作小时数；

e ——每年电的费用　元/瓩·小时

N ——电机输入功率，千瓦。

（5）维修费

井下巷道的维修费，根据巷道岩石本身的稳固条件的差异而不同。当单位井巷的维修费(B)已知时，用下式计算：

a）井筒、石门等长度不变的巷道

$$C_{维} = L \times B \qquad (5—13)$$

式中：$C_{维}$ ——每年所需的维修费（长度不变的巷道）元/年

L ——井巷长度　米

B ——每米井巷维修费　元/年米。

b）随回采而逐渐废弃的巷道

$$C'_{维} = \frac{1}{2} L' \times B \qquad (5—14)$$

式中：$C'_{维}$ ——随回采而废弃的巷道每年所需的维修费　元/年

L' ——巷道长度，米。

当单位井巷维修费不知时，可按投资的百分数，取年维修费。

一般：混凝土支架的巷道年维修费，约为基建工程费的

（1.5～2.5）%，木支架的巷道年维修费为基建工程费的（3～4.5）%，矿山地面建筑物和构筑物的年维修费，约为该项基建投资的3～4%。设备年维修费约7～10%，（可查有关设计手册）。

三、留保安矿柱的经济损失和附产矿石的回收

1、保安矿柱

主要开拓巷道及重要建筑物应尽量位置在矿体最终回采后岩层移动带之外。但下列原因地表重要设施会处在岩层移动带之内。

1）老矿山，后期勘探发现新矿体处在建筑物、构筑物之下，特别是过去边勘探边开采时，这种情况常发生。

2）选矿和化验技术突破，原来处在这些地点的岩石，成为重要的有用矿物，有开采的价值。

3）矿体处在某个重点保护文物，或风景区下，主要交通干线、河流之下。除采用充填法回采外，某些地点留下保安矿柱不采。

4）井田范围很大，由于地形、地质、运输或其它原因，井筒不得不穿过矿体。所有处在岩层移动带之内地表的重要设施，为了免遭破坏，采用充填或留保安矿柱。

留保安矿柱造成的经济损失有下列几方面：

（1）所留保安矿柱长期受次生应力的作用，破碎程度增加，稳固条件不如原矿体，若不回采则全部损失，若以后回采，一般要损失40～50%以上的矿量。

（2）因留了保安矿柱，使贮量减少，摊销在每吨采出矿石中的基建投资增加。

（3）回采保安矿柱，效率低，要用高成本的采矿法，增加了这部分的回采费。特别是有色金属、高品位矿石，应值得注意。

通常条件下，如果某开拓方案留保安矿柱的矿量占矿井全部出矿量的20～30%，以上时，认为该方案在技术上是不合理的。

保安矿柱所造成经济损失用下列方法计算：

（1）不回采保安矿柱的经济损失。

$$S_{\text{失}} = Q_{\text{柱}} \left[\frac{q \cdot k'}{(1-\rho)} + \frac{K}{Q_1}\right] \quad \text{元} \quad (5-15)$$

式中：q——每吨矿石工业价值　元；

k'——正常回采的回采率　%；

ρ——正常回采的贫化率　%；

$Q_{\text{柱}}$——保安矿柱矿量　吨；

Q_1——可采的全部工业贮量；

K——基建投资额　元。

（2）最终回采保安矿柱，采出的经济损失数值S_ρ，用盈利差额表示：

$$S_\rho = Q_{\text{柱}} \left[\frac{k'}{(1-\rho)} \times d_1 - \frac{n'}{(1-\rho')} \times d_2\right] \quad (5-16)$$

式中：d_1、d_2——正常回采出的矿石和回采保安矿柱采出的矿石盈利　元/T；

n'和ρ'——回采保安矿柱的回收率和贫化率%；

由于正常回采和最后回采矿柱这部分矿石，采矿法不同，

质量数量不同，故成本有差别。

2、附产矿石的回收

开拓巷道掘在矿体内时，可顺便采出一部分矿石，采出的矿石获得的盈利，可抵偿一部分基建开支的投资费。

附产矿石的回收费

$$S_{\text{付}} = P \times Q_{\text{付}} \quad (5-17)$$

式中：P——矿石的价格　元/吨；

$Q_{\text{付}}$——付产矿石量，吨。

四、基本建设的时间

资金是具有时间价值的，而时间是开拓强度的集中表现。

比较两方案开拓强度的大小，是一项重要的指标。严格的科学组织，充分认真的准备，使建设速度加快，缩短建设周期，资金周转时间快，就会创造更多新的价值。因此，在方案的经济评价中，应该评比开拓方案投资项目在不同时间内产生的经济效益，并解决在不同时间发生的资金的可比性。

基建和投产时间快的方案其优点除上述外，尚有：

①早获利润，早得产品，解决国民经济的急需。

②早投产和达产，能加速相关企业的发展为国民经济带来的经济效益。

③基建时间短，节约了基建时期辅助工程，辅助费和间接费。

开拓时强度的大小，通过编制基建进度计划来确定，编制方法，参看第六章。方案比较时，可从简估计。

§3 经济效果的综合分析

在进行开拓方案比较时，首先比较各方案的基建投资和年经营费。

比较时，常出现下列情况：

1）方案一的基建投资减去附产矿石后，与经营费的总和都小于其它几个方案。在生产规模相同的条件下，方案一经济上最为优越。

2）如果基建投资与年经营，并计入附产矿石后的各方案都相差无几，则认为两方案在经济上是等值。

设 g_1和g_2为两方案均摊在一吨矿石中的基建投资及经营费。

若 $\lambda = \frac{q_2 - q_1}{q_1} \times 100 \leqslant 10 \sim 15\%$ 两方案等值。(5—18)

在这种条件下，应进一步分析对开拓方案选择有较大影响的其它指标进行决策。如：基建时间、资源利用、占用农田面积、环保条件，等等。

3）若两方案的基建总投资 $k_1 > k_2$，

两方案年经营费 $c_2 > c_1$。

其方案比较方法：

（1）可采用第二章年成本指标法来比较两方案，年成本的大小，年成本小的可取，当比较结果差值不大于10～15%仍视为等值。

（2）采用超额投资回收期的公式：

$$T_s = \frac{k_1 - k_2}{c_2 - c_1} \text{（年）} < N_{n\text{t}} \qquad (5—19)$$

表5—1　　方　案　经　济　比　较

项　目	Ⅰ　平　峒　溜　井			Ⅱ　下　盘　竖　井			备　注
A、基建费	数　量	单位费用	部分投资费 万元	数　量	单位费用	部分投资费 万元	
1）平峒掘进费	1600米	800元/米	128				
2）溜井掘进费	122米	180元/米³	13.2				断面6米²
3）竖井掘进费				242米	200元/米³	63	断面13米²
4）车场硐室掘进				2400×3=7200米³	100元/米³	72	包括水仓及泵房等等
5)石门掘进费				100×4=400米	800元/米	32	
6）溜井设备			7				翻笼电动机及其它，
7）排水设备						10	水泵，电动机及其它，
8）井架及提升设备						18	绞车电动机及其它，
小　计			148.2			195	

179

表5—1　　方　案　经　济　比　较

项　目	Ⅰ　平　峒　溜　井			Ⅱ　下　盘　竖　井			备　注
B　经营费	数　量	单位费用	经营费万元／年	数　量	单位费用	经营费万元／年	
1）平峒维修费	1600米	10元/米年	1.6				
2）平峒建运费	40万吨	0.4元/吨公里	25.6				
3）矿石输建费	40万吨	0.2元/吨年	8				
4）井筒维修费				242米	20元/米年	0.48	
5)石门及硐室维修费				100米 200米（硐室）	10元/米年	0.3	折合成巷道
6)石门建输费				40万吨 0.15公里	0.4元/吨公里	2.4	
7）矿石提升费				40万吨 240/2	0.003元/吨米	14.4	
8）排水费				200×24×365=175万吨/年	0.001元/吨米	42.4	
小　计			35.2			59.98	
采出矿石量 每吨矿石投资费 每吨矿石经营费		635.3万吨 0.233元/吨 0.88元/吨			635.3万吨 0.307元/吨 1.5元/吨		计算贫化损失后
合　计	q_1=1.113元/吨				q_2=1.8元/吨		

180

Ⅱ）下盘竖井。优点，施工短，机械化程度较高，若深部尚有矿体，井筒延深方便。缺点排水费用高。

两方案的风井及副井位置相同，地表运输到选厂，两方案相同，故经济比较可不参与计算。方案经济比较见表5—1。

方案经济分析：

从上述比较中，方案Ⅰ平峒溜井优越，但尚需进一步进行误差分析。

设采出一吨矿石费用的相对误差为$\triangle\alpha$，

则 $\triangle\alpha=\triangle S+\triangle T$

式中 $\triangle S$—投资和经营费计算上的相对误差；

$\triangle T$—采出矿石量计算中相对误差。

按投资概算误差为±10%计算。则$\triangle S=10\%$

地质贮量误差$\triangle T$取10%。

故 $\triangle\alpha=10\%+10\%=20\%$

采出一吨矿石费用中的绝对误差为：

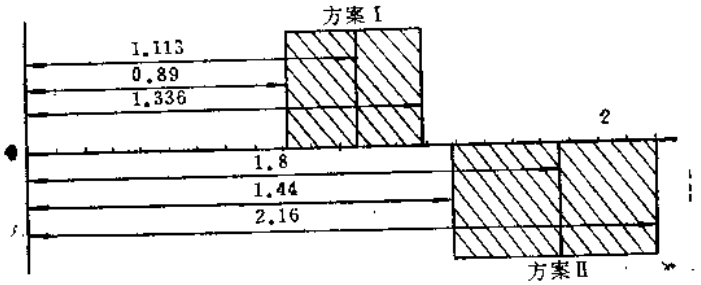


图 5—2 平峒溜井或竖井开拓时一吨采出矿石费用

表5—2 两方案施工时间比较

巷道名称	计量单位	方案Ⅰ（平峒溜井） 工作量	成巷定额米/月	完成时间 月	方案Ⅱ（下盘竖井） 工作量	成巷定额米/月	完成时间、月	注
平洞	米	1600	100	16				
溜井	米	122	45	2.7				
井筒	米				242	40	6.05	
石门					200	80	2.5	基建时只掘第一阶段
井底车场及硐室					4800米³	500 M³/月	9.6	基建时期只掘水仓泵房及一个车场
地表设备安装							2	
井下设备安装				2				
总计				20.7			20.15	

方案Ⅰ　$\triangle\alpha_1=\triangle\alpha\times q_1=0.2\times1.113=\pm0.223$

方案Ⅱ　$\triangle\alpha_2=\triangle\alpha\times q_2=0.2\times1.8=\pm0.359$

两方案一吨矿石采出费用图解如179页。

由上图看出，两开拓方案吨矿石费用没有相同值，（两方块无重合点），故有充分理由认为在经济上第Ⅰ方比第Ⅱ方案经济上优越。下面进一步比较两方案基建完成的时间，见表5—2。

按教材（5—18）公式：

$$\lambda=\frac{q_2-q_1}{q_1}\times100=\frac{1.8-1.113}{1.113}\times100=68.7\%$$

超出两方案等值（10—15%），故亦说明方案Ⅰ在经济上优越。

比较结果：第Ⅱ方案基建期略短，但不显著。采用第Ⅰ方案时应提高独头掘进平峒速度。

（说明：本例所采用的单位费用和定额属假定，经济比较时应选取类似矿山实际数据，并应充分分析。）

第六章　矿床开采进度计划的编制

§1　概　　述

有计划，按比例地发展生产，这是经济建设特点之一，特别是矿山企业与其他企业相比有其特殊性。其一是采矿工业对象受自然地理条件所限制，受埋藏条件所限制。因此建设矿山的生产基地不能任意选择，生产能力和质量（品位）的确定受客观条件所控制。其二是采矿工作的位置，随开采而不断变化，生产条件不断地受地温、地压、水文地质的影响，不象其他工业，场所一经建立，生产条件就相当固定。其三是采矿工作的成本主要是工资和原材料消耗，而其他工业的生产成本，大部属于原材料购入费，其次是工资。因此有计划按比例的发展生产，在基建和生产时期，以期做到各级矿量全面平衡，协调采掘关系，合理安排机械设备、动力、劳动力、以及运输、提升、通风、排水、供风、供水等各生产环节，以降低成本，降低原材料消耗，保证矿山正常持续生产，因此编制开采进度计划与其他企业相比更有其重要性。

矿山企业从开始基本建设起，到矿井生产结束，概括地可分为下列四个阶段：

①基本建设阶段：指从矿山基建开始，到投入生产止的

一段期间。所谓投产是指：当完成了一定数量的基本建设工程，可以达到一定数量的生产能力，及保有了一定数量的三级储量时，矿山由基本建设单位，移交给生产管理单位开采，矿山便算为投入生产。

②发展阶段：从投入生产起，使生产能力逐渐发展到设计规模时止的一段时期。

③正常生产阶段：是以设计的年生产能力进行的生产时期。在设计中应力争正常生产时期所占的比重尽量加大，最小亦不应小于矿井整个存在时间的三分之二。

④结束阶段：以生产能力递减，到废除矿井止。

矿床开采度计划包括基建进度计划和采掘进度计划两部分。

矿山在基建时期的工程，概括地可分为建筑工程，井巷工程及安装工程。在安排计划时是按建筑工程及井巷工程分别编制，而安装工程分别划归于建筑或井巷工程计划中。本章讲的是井巷工程计划，即所谓基建开采进度计划和采掘进度计划。

基建开采进度计划，是指基建时期的开拓、采准、切割及回采工程在时间上及空间上的安排计划。在进度计划中，不仅是安排基建时期的工程，而且要编制发展生产阶段的工程，应编制到达到设计生产能力后一个时期三年左右为止。

矿山采掘进度计划，是矿山正常生产时期所编制年度、季度和月计划，包括回采、采准、地质勘探和生产探矿等计划。

总之矿山开采进度计划是设计的具体表现，是把设计中各项具体问题，纳入到工作日程中去。

表 6—1　　黑色矿山基建投资实际所占比例

矿山名称	投资总额（万元）	其中：井巷投资额（万元）	井巷投资占总投资的%	说明
程潮铁矿	4518	2114	45	①总投资额不包括选矿
大庙铁矿	1824	572	32	
龙烟　家堡矿区	6486	2500	39	②龙烟原井巷投资中包括设备
湘潭锰矿二期	2654	1319	50	
梅山铁矿	8500	3845	45	

采用以下几种。

①按设计的产量规模应保有的三级矿量所需要的工程确定。即根据设计生产能力应保有的三级矿量，所需的井巷工程，均列为矿山建设的基本建设工程。如设计能力为100万吨，按规定应有开拓矿量300万吨，采准矿量100万吨，备采矿量50万吨，为准备以上数值的矿量而掘进的巷道工程，均列为基建井巷工程，并依此进行编制概算。

②按投产时的产量标准确定。以投产时的产量为标准应保有的三级矿量所需的井巷工程，确定为基建井巷工程，如设计能力为100万吨的矿山，根据投产标准，生产能力应达到35万吨，才能列为正式投产，该矿的基建井巷工程量，是按投产时的产量（35万吨）应保有的三级矿量来计算的。并依此编制概算。至于投产以后至达到设计规模所需掘进的井巷工程，则在生产过程中完成，由生产费用开支。

我国矿山设计中，有色金属矿山设计一般应用第一种方

法，而黑色金属矿山多用第二种方法，因为有色金属矿山地质条件比较复杂，采准工程量一般较大，而且还有探矿工程（30～50米／万吨）因此基建采掘比有色金属矿山比黑色金属矿山要大。表 6—2 所示系我国部分金属矿山基建工程量和基建采掘比的实际资料。

应当指出：虽然矿山初次基建投资较大，基建采掘比要大一些，但其优点是：有足够的三级矿量，矿山投产以后生产较主动，能够比较快的达到设计生产能力，矿山投产初期的矿石成本也比较低，我国有色金属建成投产至达产的时间，一般比黑色金属矿山要短。

例如：某某铁矿设计的基建工程量给的少，按设计规定的基建井巷工程未完工即投入生产，结果70年采出2.16万吨矿石，年采掘比为172米/万吨，71年采出4.15万吨矿石，采掘比为123.8米/万吨，均大于设计规定的正常生产采掘比68米／万吨1倍以上，但仍然采掘失调，使矿石生产量的增长受了很大影响。这说明，正确的确定必要的矿山基建工程量，有着重大的意义。

③按补贴办法确定：投产前所需的全部井巷工程量列入基建投资，投产后至达产期间(即生产初期)的矿石成本高于国家规定的矿石调拨价格的部分给以补贴，列入基建投资。

其补贴值（额）的计算方法如下：

$$\varepsilon_{补}=\Sigma\ (c_i-c_0)\ T_i \qquad (6-1)$$

式中：$\varepsilon_{补}$——从投产到达产期补贴的投资费；

c_0——商品矿石的调拨价格，元

c_i——投产期间逐年的实际矿石成本（$c_i \geqq c_0$）元

T_i——从投产到达产期间逐年的采矿量，吨。

既不能有秩序地持续进行生产，又影响了基建施工。为此，矿山建设至投入生产，必需规定一个投产标准，明确规定投入生产前应完成的基本建设工程量，为矿山从投产至达到设计生产能力创造必要的条件。

根据我国矿山建设经验，初步确定的投产标准，应满足以下要求：

①矿山正常生产所需的开拓，内外部运输、供电、供水，一二个系列的选矿厂（破碎厂），压缩空气、通风、排水、和机修等设施，均应建成完整的系统，某些设备，则可根据矿山达产时间长短，分期安装或增设。例如，生产中的压气耗量是随产量逐渐增长而增加的，因此压气设备可以根据生产需要分期安装，但压气主管路安装则应一次完成。

②一般情况下，各类矿山投产时的生产能力和投产时应完成的采准，切割工程量如表 6 ～ 3 。

表 6 — 3

矿山类型	地下矿投产时的产生能力应为设计规模的	地下矿投产时的采准切割工程为设计规模的采准，切割工程量的
大型矿	$\frac{1}{3}\sim\frac{1}{4}$	$\frac{1}{3}\sim\frac{1}{2}$
中型矿	$\frac{1}{2}\sim\frac{1}{3}$	$\frac{1}{2}$～全部
小型	$\frac{1}{2}$	全部

③井筒的开拓深度，在投产时，大中型矿山的主要竖井，斜井的一次掘进深度应达到不小于开采10～15年的储量，即中型矿山应在10年以上，大型矿山在15年以上。这样规定不致于使矿山投产不久，即进行井筒的延深而影响生产。

④矿山正式投产前，建设部门应进行验收，编制投产报告由主管部门批准方可投产。

§ 3　三级矿量及回采顺序

一、三级矿量

1、三级矿量划分的依据

按对矿床开采的准备程度划分，可以把矿量分为开拓矿量，采准矿量和备采矿量三级，他们分别是完成了开拓工程采准工程和切割工程所获得的矿量。

开拓矿量——完成了完整的开拓系统（运输、通风、防排水、充填等系统）所需要的工程，在此范围内达到B级勘探程度的矿量（Ⅲ·Ⅳ勘探类型的矿体可降低）叫做开拓矿量，它是工业贮量的一部分。

为了保护地表河流、建筑物、运输线路以及地下主要工程（竖井、斜井、溜井等）所画定的保安矿柱矿量，不能算作开拓矿量。只有在废除上述保护物或允许进行回采矿柱时，方可算作开拓矿量。

当遇有多矿体的矿床，其矿体虽位于基本巷道水平以上，但未为基本巷道所能开拓的矿体之矿量，也不能算作开拓矿量。

开拓巷道工程一般包括：

主井、副井、主溜井及溜井附属工程、通风井、充填井、排水井等。

井底车场、石门，主要运输平巷，专用的通风平巷，排水平巷和充填平巷等。

井下中央变电所、水泵房、翻笼洞室、矿仓、水仓；破碎机洞室、箕斗计量洞室、地下炸药库、电机车库、等候室、医务室、信号室等。

对于阶段运输平巷，目前金属矿山多半倾向于将它划为开拓工程，因为阶段运输平巷掘进工作量大、时间长，并为两个阶段服务。

采准矿量——它是开拓矿量的一部分。

它是在开拓矿量的基础上，全部完成了采矿方法规定的矿块内采准巷道后所获得的矿量。相当于矿块内完成 A_2 级贮量的勘探程度。（IV 勘探类型可降低）。

顶柱、底柱和房间矿柱内的矿量，只有完成了矿柱回采方法所规定的全部采准巷道工程以后，才能列为采准矿量。

采准巷道工程一般包括：

采矿方法要求的沿脉及穿脉运输道。矿块人行通风天井，设备提升天井，凿岩天井和洞室，采区充填井，溜矿井，耙矿巷道，二次破碎巷道，矿溜子，人行道等。

备采矿量——在采准矿量的基础上全部完成了采矿方法所规定的切割和拉底巷道工程量，矿块内的各种管线和出矿设施（格筛和漏斗闸门等）均已安装完毕，达到 A_1 级贮量的勘探工程，能立即进行回采的矿块（或矿房边界以内的）矿量。叫备采矿量，它是采准矿量的一部分。

矿块切割工程包括：

切割上山或天井，切割槽，拉底巷道和拉底，天井通往采场的联络道，放矿漏斗，漏斗扩大等。

然而，根据不同的采矿方法，矿块切割工程有不同的内容。例如，阶段矿房法的分段凿岩巷道，分层崩落法分层沿脉巷道及分层切割巷道，也属于切割巷道。

矿柱矿量除了完成回采所必需的工程与设施之外，并在开采顺序上已达到立即可进行回采时，才列为备采矿量。

2、三级矿量的保有年限和计算方法

为了保证矿山持续均衡生产，对地下开采矿山的三级矿量，保有期限作如下规定：

表 6—4　　金属矿山三级矿量，保有期限

矿量等级	保有期限
开拓矿量	三年以上
采准矿量	一年左右
备采矿量	半年左右

在特殊情况下，如矿石与围岩比较松软，巷道维护困难，矿体产状复杂，则可根据矿山具体条件，将采准和备采矿量的保有期限适当缩短，这样有利于巷道维护和采矿工作的正常进行，但必需经过一定审批手续。

小型矿山三级矿量的保有期限，按上列标准适当降低，以有利于生产资金的周转为依据。

必须指出，大、中型矿山保有的三级矿量也不应过多，否则会造成资金积压和巷道维护费用增加。

阶段的开采顺序一般采用由上而下逐个阶段开采或上阶段超前下阶段开采，即下行式开采应用下行开采的主要原因，是有利于地压管理，能保证开采工作安全，地下资源不受破坏，能使用现有任何一种采矿方法，此外，当用井筒开拓矿床，用下行式开采则具有投入生产快，初期投资少，并能在逐步开拓和采准过程中进一步探清矿体。

个别矿山，由于地质勘探部门探清的高级贮量是在矿床中部阶段，在投产以后，为了尽快的提高矿石产量而先开采矿床中部阶段，然后再逐步开采上部阶段，这是违背合理采矿顺序的，会造成作业阶段数增多，采空区地压管理复杂。但国家对某种金属特别需要，而矿床的特征是富矿在下，贫矿在上，这时采取可靠措施，能保证将来开采上部贫矿时不会发生困难的条件下，经上级审批，可以先采下部富矿，后采上部贫矿。开采缓倾斜矿床，可由下向上逐阶段开采，即上行式开采，也可下行式开采。前者当需利用采空区堆积井下的废石或贮蓄井下涌水时可考虑采用。

2、阶段中矿块的开采顺序

按回采工作相对于主井或主平硐的位置关系，矿块的回采顺序可分为后退式，前进式，联合式三种。

后退回采，是由矿体边界向主井或平硐方向依次回采各个矿块如图6—1。

图中看出，该矿的主副井分别布置在矿体中央和对角，采用充填法，为了有利于脉内运输平巷的维护和通风管理，回采工作是从矿体走向的两端开始，分别向矿体中央方向采用后退式回采。

前进式回采与后退式相反，是先回采靠近主井或主平硐

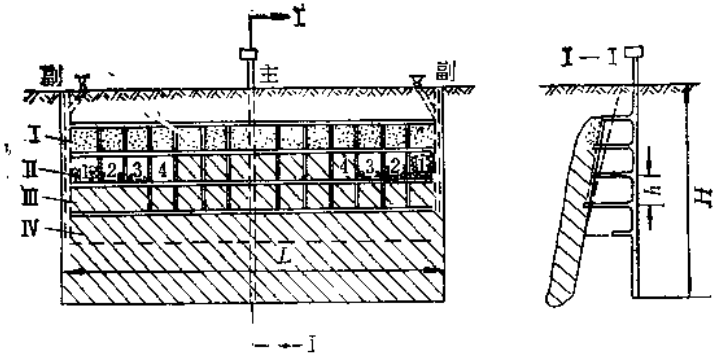


图6—1　阶段下行式矿块后退式开采顺序

Ⅰ—采完阶段；Ⅱ—回采阶段；Ⅲ—采准阶段；Ⅳ—开拓阶段；1，2，3，4—矿块开采顺序；H—矿体赋存深度；h—阶级高度；L—矿体走向长度。

的采区，随着阶段运输平巷的掘进，从主井或主平窿向矿体边界方向依次回采各矿块。

联合式回采是上述二种回采方式结合使用。即开始用前进式回采各采区，当阶段主要运输巷道掘进至矿体边界以后同时采用后退式回采。

后退式回采的优点是：沿脉运输巷道因处于未来采区之下，维护条件较好，而已采完采区下的运输巷道，不再作运输使用，可以适当简化维护甚至不需要维护，并且有较多的采准矿量。但是，由于阶段平巷必需掘进到矿床边界才能进行采矿，因此每个阶段的准备时间较长。

前进式回采一般用于中央式通风的矿井，因为能使阶段提早投入生产，但其缺点是：

①极易造成三级矿量不足。

②对于埋藏条件复杂的矿床，不能象后退式那样利用阶段采准巷道提前进行生产探矿。

③阶段运输平巷的维护时间长，维护费用要比后退式高，因为必需将阶段运输巷道维护到整个阶段采完为止。同时维护条件较为困难。

④当用中央式通风时，通风系统管理复杂，漏风较大。

由于前进式回采具有上述缺点，而金属矿山一般采用对角式通风，所以金属矿山，特别是矿体形态变化复杂的三、四勘探类型的有色金属矿山，一般多用后退式回采。

阶段中各采区的开采顺序受矿体埋藏条件，开拓系统，采矿方法及生产管理等关系影响较大，所以开采顺序应根据各种条件全面分析确定。

3、矿体的开采顺序

一个矿床有多个彼此相距很近的矿体，其中一个矿体的开采，将影响其邻近矿体的开采时，合理确定各矿体的开采顺序，对生产的安全和资源回收有很重要的意义。

阶段中矿体的开采顺序，一般取决于矿体的分布，开采技术条件的难易，所使用的采矿方法，以及矿石数量与质量等许多因素，其中最主要的是各矿体的分布状态。

极厚矿体可从矿体中央开始，向两盘退采，两侧退采。对彼此孤立的分散矿体，采空后，围岩移动不影响相邻矿体以后开采，可先采富矿体，满足国家急需并可使企业早获利。若空区的围岩移动影响到后期矿体的开采，应遵循贫富兼采，厚薄兼采，大小矿体兼采，难易兼采的原则，并按下列情况确定矿体或矿脉的开采顺序。

①、矿体倾角小于或等于围岩移动角，则应采用从上盘向下盘推进的开采顺序。如图6～2所示。Ⅰ、Ⅱ两个矿体，

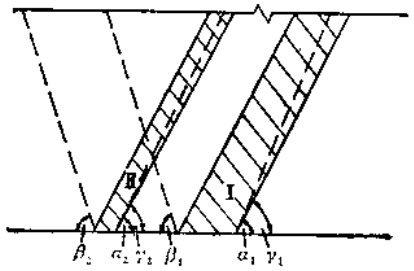


图6～2

β_1，β_2——Ⅰ、Ⅱ矿体上盘岩移动带；

γ_1，γ_2——Ⅰ、Ⅱ矿体下盘围岩移动带；

α_1，α_2——Ⅰ、Ⅱ矿体倾角；

$\gamma_1 > \alpha_1$，$\gamma_2 > \alpha_2$

其倾角α小于或等于下盘围岩移动角γ，因此应先采上盘矿体Ⅱ，因为矿体Ⅱ采空区的下盘围岩移动并不影响下盘矿体Ⅰ的开采，相反，如果先采矿体Ⅰ，则矿体Ⅱ在岩石移动带之内，影响矿体Ⅱ的开采。

②若矿体倾角大于围岩移动角，两矿体又相距很近，无论先采上盘矿体或先采下盘矿体，都会因采空区围岩移动而彼此影响如图（6～3）。

合理的开采顺序是下盘矿体下降应超前上盘平行矿体，其超前距离可按上盘移动角（β_2）确定。如图(6～4)。

当Ⅰ矿体用崩落法回采到Z水平，或用空场法围岩崩落

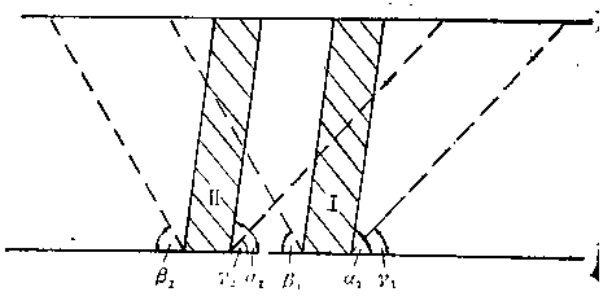


图6～3

β_1，β_2——Ⅰ、Ⅱ矿体上盘围岩移动带；

γ_1，γ_2——Ⅰ、Ⅱ矿体下盘围岩移动带；

α_1，α_2——Ⅰ、Ⅱ矿体倾角；

$\gamma_1' < \alpha_1$，$\gamma_2' < \alpha_2$

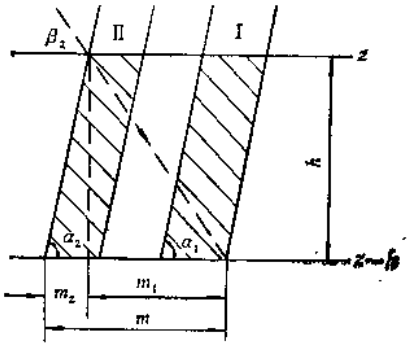


图6～4

β_2—Ⅱ矿体上盘围岩移动带；

z—Ⅰ矿体开采水平（标高）；

h—Ⅰ矿体开采下降深度；

α_1，α_2—Ⅰ、Ⅱ矿体倾角

M——为m_1、m_2之和米。

④当相邻两矿体为缓倾斜或水平矿层时，如下图(6—6)，采用崩落采矿法时，上下两层矿体可以同时开采，但上层矿体的开采应超前于下层矿体，超前距离应在下层矿体采后岩层移动带之外。当上下两矿层间的夹层较薄（3—5米以内）。可先回采上层矿（Ⅰ）待顶板岩石崩落之后达半年到一年时间，再回采下层矿体（Ⅱ）。

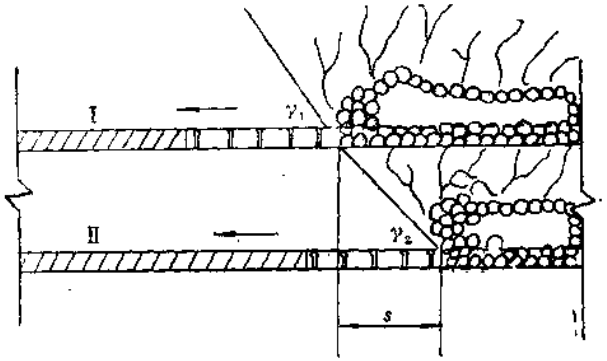


图6—6

γ_1，γ_2——为Ⅰ Ⅱ两矿层顶板岩石移动角；

S——为上层矿超前回采的最小距离；

箭头→为回采方向

§4 基建进度计划的编制

1、编制基建进度计划的目的

编制基建进度计划的目的是确定矿山基建时期各项工程量；确定主要设备的需要量以作为计算投资的依据；确定各

项工程施工顺序和开始和结束时间；确定达到生产能力的期限，各时期所需的人员和材料。

凡是投产前所建设的一切项目，包括各类巷道在内，是由基建费用拨款。而费用的偿还是靠折旧和盈利。即使是采准及切割巷道，若是在投产前开掘的。那么就不象在生产时期那样，用流动资金支付，费用摊到成本中。而是也算作基建巷道的投资。所谓基建巷道是指在基本建设时期所掘进的全部巷道及投产后的开拓巷道而言。所以基本建设工程量的多寡，直接影响投资总额。

在进度计划中，确定工程项目的开始及结束日期，是有很大实际意义的。众所周知，编制的施工设计，是分期分批的施工顺序，以便国家拨款。设备加工订货等，也都是按进度计划所安排的时间进行办理。

在进度计划中，确定出各个时期同时施工的巷道数目，并指出工作的地点，这就可以统计出同时需要的人员数及设备数量，为安排劳动力，设备、材料等创造条件。因之正确而又切实可行的基建开采进度计划，是可以保证施工工程多快好省有条不紊地进行建设。

二、编制进度计划所需的原始资料

编制基建进度计划，需要有足够的原始资料归纳如下：

1、设计任务书中的有关规定，如矿山企业年生产能力，规定的建设期限（投产期限及达到设计生产能力的期限）。

2、开拓系统图，阶段开采顺序，通风、运输、提升和排水系统图。

3、主要井筒地质剖面图，开拓巷道及主要采准巷道长

度及断面图。

4、设计所确定的开拓工程量，矿块采准及切割工程量，采用劳动组织，施工方法，机械化水平，掘进定额及掘进速度。

5、矿块的工业储量，采用的采矿方法，及矿块的生产能力。

6、阶段平面图。

7、井下设备安装工作时间。

8、涌水量大的矿山应有矿山疏干排水方案，采用充填的矿山应有充填系统等资料。

3、基建进度计划编制方法

1、编制基建进度计划注意事项

按国家规定的建设期限完成主要的开拓工程量和完成达到设计的年生产能力所需的采准工作量，使编制出的计划既是先进又留有充分的余地。因此应注意下列各点：

（1）编制时要注意彻贯合理的开采顺序，一般是由上而下，由顶到底，在平面图上应由近而远（当岩石稳定巷道不支护时采用）或由远而近（顶板压力大，支护困难时多用）。

（2）开拓巷道掘进时顺序的编排，先将主体项目排在前，为了加快掘进速度，可多工作面或对开工作面，但应留有余地，与顺序无关的工作量应留作备用工作面，可以平行作业。

（3）过细了解施工单位技术装备水平，工人技术熟练程度，确定出平均先进的施工定额。

（4）要使年度，季度施工的井巷工程量适当平衡，以

5 基建进度时间。

基建工程各项目如表 6 ～ 5 示。按所列资料自己编成。

基建计划的编制步骤，大致如下所述。

（1）施工顺序的确定：根据所设计的开拓系统，采用的阶段高为60米，以及所需建设的时间等因素，拟出合理的施工顺序方案。对所选定的方案，按开拓及主要采准所需时间，初步校验其建设时间能否满足要求。当设计任务书对投产时间无特殊要求，则应以满足最合理的施工顺序，进行编制进度计划，当施工方案满足不了规定的时间要求，须重新拟定方案。并提高建设速度。其措施可为：采用对向工作面掘进巷道以及采用补充开拓坑道等办法。增加同时工作的巷道数或工作面数。所采用的施工顺序方案，对所编制的进度计划。是否满足要求和是否尽善尽美，是有较大的影响。故可拟出几个方案进行选择。

（2）计算工程量及同时工作矿块数：根据采矿部分设计的有关资料。以及所选定的施工顺序方案，计算各项工程在基本建时间所需完成的工作量。对暂不能定下的工程，可予以估算，在编制过程中，再进行校正。对开拓工程量中，主要是井筒，在基建时期应掘进的深度要做充分的考虑。以求不使初期工程量过大，而拖长基建时间，亦须使投产后，经较长时间不需进行井筒延深工作。（本例阶段计算年限约6.8年，矿井计算服务年限约27年）。这就须要拟出不同深度，估算各方案的基建时间，寻求合理的基建工程量。

为使在编制进度计划时心中有数，可先计算投产时期及达到设计生产能力时期，为保证生产能力及储量所须同时工作的矿块总数（包括备用的在内）。在生产能力增长阶段

内，同时工作的采准和切割的块数，除应满足与回采矿块的协调关系外，尚须满足下一时期（年度，季度）生产能力增长的需要。

3、确定施工速度及完成各项工程所需时间，根据井巷工程的特征（断面尺寸，支护型式），所采用的劳动组织，机械化水平掘进方法及技术力量，确定各项工程的施工速度，一般按类似条件的矿山资料选取。按已选定的速度，工程量及同时工作面数，即可求出完成各项工程所需时间。采准，切割及回采时间可取自采矿方法设计部分。

（4）排列工程项目，编排进度计划：根据所选取的施工顺序方案及施工时间。进行详细地安排工程的施工工作顺序，编制进度计划。这就可以将工程项目的空间位置关系，工程性质，施工时所需时间及工作安排等问题，进行综合考虑和合理安排。

所编制的进度计划，满足了基建期限和达到设计生产能力期限的要求，人员及设备无过大的跳跃式波动，而且同时工作矿块总数，不超过矿床在技术上可能布置的矿块数及施工顺序的合理性，即可认为编制成功。否则须改变方案或采取某些措施，从新编制达到基本要求的进度计划。

本例编制的基建计划表要求，从基建准备开始，经过34个月，完成主要基建项目，从投产后约6个月，就可达到正常生产能力。

§5 矿床采掘进度计划的编制

矿床采掘进度计划，一般是在矿山投产以后，为了使能

按规定达到设计生产能力的日期，必须编制回采和采准进度计划。在正常生产时期，为了持续的均衡的生产，除编制生产勘探计划外，亦必须编制回采和采准计划，正常生产时期一般每年编制一次，向上级汇报。内容包括回采和采准工作逐年发展情况，每年的具体安排，阶段和矿块回采的先后顺序，采掘工作人员，设备数量，动力和原材料消耗，安全及技术措施，矿石质量平衡等。

其编制方式可用“图表式”也可用“表格式”。一般“表格式”应用普遍。其编制程序和内容如下：

一、编制程序

计划是在矿领导和总工程师（或工程师）的主持下，由地质、采矿、选矿、动力和机械设备安全等技术部门编制汇总。

1、各生产矿山每年七月下旬，经过详细的调查研究后，向主管领导机关提出下年度采掘计划的建议指标，作为编制国家计划的参考依据。

2、国家计划指标下达后，各生产矿山再正式编制下年度采掘计划，报主管领导机关审批。

二、采掘计划编制的内容

矿山采掘计划由文字，表格，图纸三部分组成。

1、文字部分

应说明采掘计划编制的原则和依据，其一般内容如下：

（1）矿山概况，扼要说明矿区交通位置，矿床地质，矿产资源，开采现状及人员设备。

（2）上年度计划完成情况简要总结。主要说明采掘总量及主要技术经济指标。采掘顺序，三级矿量的变化情况，

表6～6　产值产品计划表

项目	单位	198( )年（本年度）		198（ ）年计划（下年度）					为198( )年预计%	备注
		计划	实际	全年	一季	二季	三季	四季		
产值产品	万元									
产量	吨									

表6～7　采掘作业计划表

项目	单位	198( )年（本年度）		198( )年计划（下年度）					为198( )年预计%	备注
		计划	实际	全年	一季	二季	三季	四季		
一、采掘总量	万吨									本表应分矿，坑口，填入。
1、采矿量	万吨									
2、掘进量	米									
其中：										
探矿	米									
开拓	米									
井筒	米									
采准	米									
切割	万吨									
3、其他	万吨									
二、出矿量：	万吨									
其中副产矿石	万吨									

表6～8　生产探矿作业量计划表

矿山名称	198（ ）年								198（ ）年计划						
	工程量（米）				勘探效果				工程量（米）		效果勘探				
	计划		实际		变级矿量	新增矿量			坑探	钻探	变级矿量	新增矿量		备注
	坑探	钻探	坑探	钻探		工业	运量					工业	远景	

表6～9　生产矿量平衡表

矿山(坑口)名称和金属品种	项目	198（ ）年末实际保有			198（ ）年末预计保有				备注
		开拓	采准	备采	开拓	采准	备采	存窿	
××矿山（××坑口）	矿石量（万吨）								
	金属量（万吨）								
	品位%								

表6～10　　地质贮量平衡表

名称	项目	198（ ）年末实际保有			198（ ）年末预计保有			备注
		合计	工业	远景	合计	工业	远景	
××矿山	矿石量(万吨)							
××坑口	金属量（吨）							
××中段	品位%							
……								
……								
××中段	保有年限							
以下合计								

表6～11　　采空区处理计划表

矿山及坑口名称	198（ ）年实际				198（ ）年计划			备注
	合计(米³)		充填处理(米³)		崩落围岩处理（米³）	合计米³	充填处理米³	
	计划	实际	计划	实际				

本表应分矿山和坑口填列。备注中要说明所使用的充填方法（干式或水砂等）和截至198（ ）年现有采空区数量及其中应该处理的采空区数量。

表6～13　　（8）地下矿山采矿方法计划表

矿山及坑口名称	采矿方法名称	198（ ）实际			198（ ）年计划			备注
		占总采矿量比重 %	子项	母项	占总采矿量比重 %	子项	母项	
								子项可填金属量。母项矿石量。

表6～14　　（9）主要生产设备计划表

设备名称	规格型号	现有情况					198（ ）年设备平衡计划			
		在册		完好台数	完好率 %	开动台数	需要数量 台/吨	已订货及利用库存量台/吨	需补充量 台/吨	备注
		台数	重量(吨)							

注：本表内容、包括：① 全矿山采选设备总量。

② 地下采掘设备总量，其中包括：电机车、装岩机、装运机、矿车、凿岩机等主要设备。

③ 其他，包括露天采、钻探、选矿等设备总量。

表6～15　　（10）重点措施工程计划表

工程名称	工程内容	（投资万元）		预期效果	需要主要设备		需要主要材料			施工单位及进度	备注
		合计	其中：设备费		规格型号	台/吨	钢材(吨)	木材米³	水泥吨		

注：重点措施工程系指资金来源于“维护简单再生产”资金支付的重点工程，不包括基本建设投资部分。所包括的范围计有新开，和延竖（斜）井，深部开拓，新开接续坑口，补充开拓设备，选厂重大技术改造和增产措施，开展综合利用等。重点措施工程应有设计，并经省局审查批准填列本计划。

表6～16　　(11) 生 产 劳 动 力 计 划 表

数　　目	198（ ）年末预计人198（ ）年计划人数						
	职工人数	合计	其中：一期以上	新增	减少	年末达到	备注
全矿在册职工，其中			硅肺病及其它严重病者				
（一）生产工人							
其中：井下							
选矿							
（二）管理人员							
（三）工程技术人员							
（四）服务人员							
（五）文教卫生人员							
（六）其　他							

因此除产量分配外须考虑采出矿石的质量平衡问题，不仅如此，有一些矿山，需按不同品级（贫矿和富矿，氧化矿和硫化矿）或按不同金属分别出矿。

质量平衡计划编方法：

矿山中常有这种情况：矿石产量完成任务，而精矿完不成任务，主要是出窿矿石品位不均衡造成，从而影响选矿的生产任务。

为保证选厂正常生产，选厂对采矿部门的出窿矿石品位应该有一最低限度a_0，低于此限度的出窿矿石品位一般不验收。

根据选矿技术革新，规定的最低限度品位。
在编制采掘计划时应考虑这一条件。一般出窿矿石最低品位是由阶段贮量的平均品位，考虑总的贫化率而求得。

尚若阶段中矿体（矿脉）品位是均匀的，那么开采时品位的平衡是比较容易。当阶段中各矿体（矿脉）品位变化大，意欲先采富矿，后采贫矿，不应使所采贫矿出窿品位低于选厂规定的要求，否则就应贫富兼采进行品位搭配。使出窿品位高于a_0之指标。

搭配的方法是在不影响开采顺序的条件，可用拼凑的方法。

设q_1，q_2，q_3……为各矿体（矿脉）季度采下的矿石重量（出窿矿石，混有一定废石的）。

a_1'，a'_2，a'_3，……为采下的出窿矿石平均品位（根据矿井内各种采矿方法不同，计划了贫化后所得的值。

其出窿矿石平均品位

$$a'_{cp}=\frac{q_1a'_1+q_2a'_2+q_3a'_3\cdots\cdots}{q_1+q_2+q_3}$$

a_{cp}之值应大于或等于a_0。

若$a_{cp}<a_0$，开采出来的矿石质量不符合当前选矿技术的要求。必须指出选矿所规定的矿石最低质量，是随着选矿技术的提高而可降低限度a_0的。同时也应注意，有条件时亦可外购一部分高质量矿石，作质量平衡的补充。

在本矿的条件下，若出窿矿石的平均平位大于开采阶段的平均地质品位，意味着开采了阶段中的高位品矿石，后期出窿矿石品位将会大大降低，若后期出窿矿石品位达不到选矿要求，则品位平衡具有特别重要的意义。

因此对于采出矿石质量平衡问题的开采进度计划可单独编制，编制时在进度计划中须列出各时期储量及采出矿石的品位，品级等。

表6～17是按两种不同金属品位平衡来编制的质量平衡计划。此时不仅采出矿石的数量平衡，而且质量亦保持均衡。在进度计划中，填入了各个矿块的储量及品位，用调整各个矿块的采矿量及矿块的开采顺序，如图6～7所示的方法，表示达到采出矿石数量及质量平衡时，每年应开采的矿块。

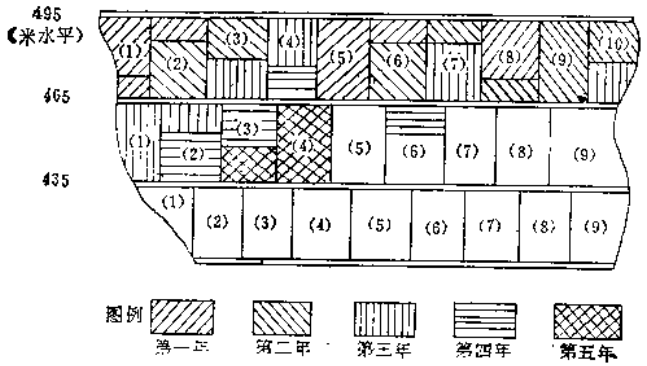


图 6—7 矿块的划分及各时期的回采情况

第七章　矿床开采工业指标

§ 1　概　　述

一、工业指标包括的主要内容

1、最低工业品位

最低工业品位是单个矿段中主要有用成份含量的最低要求，它是一个控制指标，用来检验平衡表内各个阶段的平均品位是否合乎开采价值。所谓矿段，可大可小，根据矿床勘探网的布置密度来确定。最低工业品位首先要满足“经济上要合理”这一原则，但也要适应选矿技术的要求。如果某矿块的平均品位刚好是最低工业品位，就是说这个矿段内的矿石采出后，不会有亏损。实际上，其中低于最低工业品位的那一部分矿石，还是赔本的。由于多回收了这部分贫矿，做到充分利用地下资源，而整个矿段又无经济损失，所以最低工业品位是一个较好的评价矿床开采价值的指标。在日常工作中，很少遇见最低工业品位的矿段。但是对于每个矿体来说，必须要有一个最低工业品位指标，作为评价的准绳。

2、边界品位

与最低工业品位同时存在的，还有边界品位。是用来圈定矿体范围。凡是被圈进的矿石，因考虑在圈定矿块中大于边界品位，而又低于工业品位的矿石和大于工业品位的矿石

合并在一起的平均品位，应能将符合最低工业品位的要求。根据这样的原则被圈进的矿石，也都算是平衡表内贮量，也就是都有开采价值的矿石。最低工业品位要比边界品位高得多；最低工业品位在经济上是合理的，而边界品位实际上是赔本的。边界品位的确定，多半是从选矿技术条件，更多的考虑到充分利用地下资源，通常是要比同类矿石的尾矿高1～2倍。

3、最低工业米百分值

矿脉的真厚度与品位的乘积叫工业米百分值，最低工业米百分值是评价极薄矿脉的贮量是否有开采的工业价值，能否列入表内标准。

4、最低可采厚度

在一定技术经济条件下可以开采的矿层（矿体或矿脉）的最小厚度。

5、夹石剔除厚度

指允许圈入矿体内的岩石或者不具工业价值的含矿岩石的最大允许厚度。

上述几项指标，在采矿实际工作中都很重要，其正确性将直接影响矿石贮量的多寡，资源利用的程度，以及矿山企业生产的盈亏。但是在矿山企业设计，很少需要重新圈定储量，而主要是评价按照开采要求划分后的矿段是否有开采价值。因此从矿山企业设计的需要，最低工业品位是主要的，对这个指标进一步评述。

在矿山企业设计中，只有在下列几种情况下，才进行重新圈定矿体。

（1）原始地质资料所定的边界品位偏高，使圈出的矿

位，尾矿品位及金属实收率也不同。以铁矿石为例，焙烧磁选法与磁选法比较，处理一吨采出矿石的基建投资费用，前者比后者要多40—50%以上；处理一吨采出矿石的选矿费用，前者亦比后者要多30～40%。不同的选矿方法，其所得出的精矿品位，尾矿品位和金属实收率也有很大的差别。以甲铁矿和乙铁矿试验结果为例，从表7—1中可见，由于铁矿石的性质不同，采用的选矿方法不一样，选矿指标也就有极大的差别。在有色金属矿石中，氧化矿和硫化矿石的选矿流程就不同，基建投资，选矿成本亦不一样，使最低工业品位和边界品位就有所不同。如硫化铅一般的边界品位为0.3%；最低工业为0.5%；而氧化铅边界品位一般为0.5%，最低工业品位为1%。

表7～1

指标名称		
选矿方法	焙烧选矿方法	磁选法
原矿品位	34.48%	33.65%
精矿品位	47.92%	68.46%
尾矿品位	21.59%	77.77%
金属实收率	68.05%	86.5%

上述四类因素，对确定矿床的最低工业品位和边界品位，都有重大的意义，那一类因素为主要的，就应看具体条件和当时情况决定。

§2 最低工业品位的确定方法

矿山企业设计中，最低工业品位是常用的一种评价矿段是否有开采价值的指标。但是最低工业品位又常与边界品位有紧密的关系，因此在讨论最低工业品位的确定方法时，应列出边界品位。

确定最低工业品位的方法有：

一、类比法又称经验法

参考类似生产矿山的经验，对比矿床地质特征的资料后，直接拿来应用，或稍加整理后并参照有关通用指标，确定最低工业品位指标。这个方法简单方便并具有实用价值。由于所引用的数据，就是原矿山也非固定不变；同时矿床成因，矿石成份，有用矿物的分布，以及各种共生矿物的比例等方面，绝对不可能完全相同，因此方法缺乏科学分析且带有一定的主观性。但是用来作为一种粗略的参考数据，是可取的，对于有用组分含量简单，加工技术不复杂的金属矿床以及小型矿床较为常用。

表7—2是几种主要金属矿床的边界品位和最低工业品位的经验数据。

对于黑色金属矿床及其他矿床工业指标列在附表中，见后。

二、价格法（又称分析法有时称经济计算法）

它是根据产品调拨价格和生产成本之关系确定最低工业品位。即将矿石品位降低到某种最低限度时，这种矿石的含量，经过加工过程所获得的产品成本等于或者略低于国家调

拨价格。则此最低限度的品位可订为矿石的最低工业品位。这种方法的计算公式很多，形式上各有特点，实质上完全相同。有的考虑因素多一些，另外简略一些；有的以一吨产品（金属或精矿）为计算基础，另外的计算公式以一吨采出矿石或工业贮量为计算基础。

其计算公式：

（1）当最终产品为精矿时：

$$a_{最低}=\frac{B\cdot C}{P_{精}(1-P)\varepsilon_1}\%;$$

式中：$a_{最低}$ ——为矿石最低工业品位%；

B ——精矿品位%；

C ——每吨矿石采选总费用，元／吨；

$P_{精}$ ——精矿的调发价格，元／吨；

P——矿石，贫化率%；

ε_1 ——选矿金属回收率，%

（2）当最终产品为金属时：

$$a_{最低}=\frac{\delta\cdot C}{(P_{金}-b)\ (1-P)\ \varepsilon_1\cdot\varepsilon_2}\%$$

式中：δ ——金属品位，%；

$P_{金}$ ——最终产品或金属调拨价格，元／吨

b ——每吨金属产品冶炼费，元／吨；

ε_2 ——冶炼回收率。%。

价格法的主要缺点，是只考虑了经济因素，别的因素都没有得到反映，如资源的充分利用，国家对这种产品的需要，矿石的特点等。此外公式中所采用的许多技术经济指标，不但有时间性，而且还有一定的条件性和地区性，很难

作为一些常数，这样势必影响到计算结果的准确度。尽管如此还应该承认价格法的工作简便，在一定程度上还是可以用来校正经验法和方案法所获得的结果。

三、方案法

方案法是按照试样的化验资料，并参考经验数据，找出3～4个所占比重较大的和有一定代表性的品位，作为几个边界品位来列举方案，不同方案中，根据不同的品位分别圈定矿体、并标出各个方案的平衡表内储量及其平均品位。再按照这几个方案的贮量确定不同的矿山企业的生产能力和服务年限。然后根据不同品位矿石的技术加工试验结果，或类似企业的采矿回收率，选矿实收率和冶炼实收率，计算出不同方案中的金属产品量，每吨金属产品成本，以及各个方案的企业建设总投资等指标，以便进行下面几个方面的比较：

①资源状况及资源利用程度的百分比；

②金属损失的绝对量；

③矿石和金属的年生产能力及矿山服务年限；

④最终产品的成本，及其与国家调拨价格或部门平均成本之间的差异；

⑤不同生产规模的企业基建投资；

⑥返本期及盈利指标。

根据上述六项指标，进行综合比较，最后确定一个最有利的边界品位。

方案法不能直接求算最低工业品位，但是可以知道矿体的平均品位，有时也能求出各个矿段的平均品位。从这些矿体，最好是矿段的平均品位，看是否达到一般经验中的最低工业品位和分析法计算结果的要求。

以铜矿床为例说明方案法的具体应用。设该铜矿的全部试样分析结果，经统计分级后列于下表。

表7～3　　试样分析结果

含铜品位%	各试样与总试样的百分比%
(<0.2)	5%（小于0.2%的试样数 / 总试样数）
(0.2～0.3)	15%
(0.3～0.5)	20%
(0.5～0.75)	30%
(0.75～1.0)	23%
(1.0～2.0)	5%
>2.0	2%

以上表中可以看出，品位大于0.2%的占95%，大于0.3%的占80%，大于0.5%的占60%，大于0.75%的占30%和大于1%的占7%。因此可以认为0.2%、0.3%和0.5%三个品位不仅比重大，也接近目前经验数据，可以作为三个不同方案进行计算和比较。根据所推荐的三个边界品位，分别来圈定矿体，并计算贮量，将计算结果和比较情况，列表如下：

三方案中矿石量和金属量的分析比较表

按照表7—4的计算结果，进一步从加工技术和经济效果进行比较。

在求算表7—5中的数据时，采矿损失率，选矿实收率和冶炼实收率可用类似企业的生产指标，精矿品位和金属产品含

表 7～4

项目名称	方案Ⅰ品位 0.2%	方案Ⅱ品位 0.3%	方案Ⅲ品位 0.5%	相对差百分数 Ⅰ／Ⅰ	Ⅱ／Ⅰ	Ⅲ＼Ⅰ	Ⅰ减Ⅱ	Ⅰ减Ⅲ
矿石量（万吨）	6000	5500	3800	100	92	63	500	2200
平均品位%	1.25	1.34	1.80	100	107	144	-0.09	-0.55
金属量（万吨）	75	74	68	100	99	91	1	7

铜率（粗铜）可考虑各方案大致相同，金属产品成本和基建投资可利用概算办法求得。

从上表中可知方案Ⅰ的边界品位接近尾矿品位，在选矿上是很难回收的，而且该方案的投资大，多回收的金属量有限和服务年限又短。方案Ⅱ资源利用率也低，服务年限也短，三个方案中以Ⅱ方案最好，资源利用率并不低；金属年产量小了一些，但服务年限长，金属产品成本虽比方案Ⅱ偏高，但不超过国家价格。三个方案中矿体的平均品位，都比实际常用的最低工业品位高得多，也就是说在开采时都是经济合理的，因此最后确定采用第Ⅱ方案。

方案法的优点是考虑的因素较全面，结果较可靠，实用性大，但是这种方法的计算工作量大，参加人员较多，但采用计算机，可以部分地克服这一缺点。

应该指出：在三种最低工业品位的确定方法中，经验法是目前常用的一种，价格法在矿山企业设计中也常用，而方案法是比较有发展前途的一种方法。

表 7～5

方案	不同方案贮量计算结果		资源利用率以方案Ⅰ为基础（%）	采矿企业规模（万吨／年）	服务年限计算（年）	选矿实收率（%）	精矿品位（%）	冶炼实收率（%）	金属产品含铜率（%）	金属产品产量（吨）	金属产品成本（元／吨）	基建投资（万元）	单位投资的产量（吨／万元）	采矿损失率（%）	每吨金属产品的固定资产投价格（元／吨）
	矿石量（万吨）	平均品位（%）													
Ⅰ	6000	1.25	100	300	20	82	12	95	99	531136	3800	10000	6000	10	4000
Ⅱ	5500	1.34	92	250	22	85	12	95	99	529002	3700	9000	6111	12	4000
Ⅲ	3800	1.80	63	200	19	88	12	95	99	490960	3600	7000	5428	15	4000

四、统计法

本法是根据矿床的单个样品的资料，按主要有用成份的不同含量划分出适当的品位区间，并根据部分地质工作计算成果，（例如品位分布，矿石贮量，矿体形态等）进行综合分析后，来确定最低工业品位。

例如某大型菱铁矿床，经过初步勘探提出的样品品位分析资料如表7—6：

从上表看出，该矿床中低品位的矿石所占的比重较大，类比一般矿山生产实际指标的要求，则有半数以上的贮量需作表外处理，（品位小于24%者，占57.8%），因此该矿的工业指标应适当降低。

从最大限度的利用资源，并结合矿床的具体条件，确定最低工业品位为18%，按此指标资源率可达60%以上。而矿床的平均品位为$TFe=27.3\%$，若工业品位再提高到20%，矿床的平均品位只增加1%，而矿石贮量减少近10%，且圈出的矿床不连续，对矿山开采工作增加困难，为此以18%作为该矿床最低工业品位是符合实际情况的。

统计法在实际工作中应用不多，一般不宜单独使用来确定最低工业品位。

§ 3 品位换算

多金属矿床，经过选矿试验证明各伴生元素具有回收价值，并可获得单独产品时应进行品位换算。制定矿石综合品位指标，作为该矿床的矿石最低工业品位。其方法是将矿石中各有用成份的含量，通过换算系数K。折合成某种主元素的品位

表7～6　　样品品位分析表

品位区间%	样品长度	累计	样品百分数%	
	米	米	百分数	累计
<10	185	185	4.5	4.5
10—12	223	408	5.4	9.9
12—14	293	701	7.1	17.0
14—16	341	1042	8.3	25.3
16—18	301	1343	7.3	32.6
18—20	334	1677	8.1	40.7
20—22	341	2018	8.3	49.0
22—24	363	2381	8.8	57.0
24—26	381	2762	9.2	67.0
26—28	371	3133	9.0	76.0
28—30	299	3432	7.2	83.2
30—32	191	3629	4.8	88.0
32—34	124	3753	3.0	91.0
34—36	64	3817	1.5	92.5
36—38	71	3888	1.7	94.2
38—40	40	2928	1.0	95.2
40—42	57	3985	1.4	96.6
42—44	30	4015	0.7	97.3
44—46	20	4035	0.4	97.7
46—48	23	4058	0.6	98.3
48—50	13	4071	0.3	98.6
>50	18	4129	1.4	100

含量，然后按上述确定最低工业品位的方法进行综合评价。

$K_{。}$值的计算法一般有价格法、产值法和盈利法等。

一、价格法

用价格法计算$K_{。}$值，主元素和伴生元素最终产品（精矿或金属）国家调拨价格之比。

设主元素每吨产品为$P_{主}$元/吨；

伴生元素每吨产品为$P_{伴}$元/吨。

则换算系数$K_{。}=\frac{P_{伴}}{P_{主}}$

求得换算系数后，用下面计算公式换算：

$a_{合}=a_{主}+\Sigma K_{。}\times a_{伴}$。

式中：$a_{合}$——主元素品位合量%；

$a_{主}$——主元素地质品位%；

$a_{伴}$——伴生元素地质品位%；

$K_{。}$——品位换算系数。

二、产值法：

单位矿石中的主元素和伴生元素经过开采和加工后，所获得的最终产品的产值之比，求换算系数$K_{。}$之值。

公式为：

$$K_{。}=\frac{K'_{伴}\times\varepsilon_{伴}\times\beta_{伴}\times P_{伴}}{K'_{主}\times\varepsilon_{主}\times\beta_{主}\times P_{主}}$$

式中：

$K'_{主}$、$K'_{伴}$——主、伴元素采矿回收率%；

$\varepsilon_{主}$、$\varepsilon_{伴}$——主、伴元素选矿或选冶回收率%；

$\beta_{主}$、$\beta_{伴}$——主、伴元素精矿或金属产品的金

值法求得的K值，常将伴生元素的换算比值提得过高，因而即使伴生元素含量很低，由于它的产品价格昂贵，而使矿床的综合工业品位提得很高，这样有可能对矿床的工业价值作出错误的评价。这种情况在铁矿床中伴生部分有色和少量稀散元素时，表现更为突出。但实际上有色和稀散元素价格虽然昂贵，它们的选冶费用也是很高的。而铁矿价格虽低，加工费用亦相应的低，故用盈利法计算较合实际。

例：云南省×××铁矿综合指标的确定。

铜铁矿床。全区共有七个工业矿体，其中有一个矿体铁铜品位不高。依次$TFe=24.7\%$，$Cu=0.2\%$，但经选矿试验证明，铜铁可以分离而获得合格品位。

采矿回收率，90%（K）；

铜的选矿回收率，80%，（$\varepsilon_{铜选}$）；电铜的国家调拨价格5400元／吨。

铜的冶炼回收率，95%，（$\varepsilon_{铜冶}$）；电铜的成本4000元／吨

粗铜的金属含量　99%

铁的选矿回收率，65%，（$\varepsilon_{铁选}$）；生铁的国家调拨价格150元／吨

铁的冶炼回收率，81%，（$\varepsilon_{铁冶}$）；生铁成本125元／吨

生铁的金属含量98%

采用价格法计算铜，铁的综合品位。

$$K_{综}=\frac{P_{伴}}{P_{主}}=\frac{5400}{150}=36$$

$$a_{含铁}=24.7\%+36\times0.2\%=31.9\%\text{（把铁当为主元素）}$$

$$a_{含铜}=0.2\%+\frac{24.7\%}{36}=0.886\%\text{（把铜当为主元素）}$$

采用产值法计算铜，铁的综合品位。

$$K_{综}=\frac{K'\times\varepsilon_{铜选}\times\varepsilon_{铜冶}\times B_{铜金}\times P_{铜}}{K'\times\varepsilon_{铁选}\times\varepsilon_{铁冶}\times B_{铁金}\times P_{铁}}$$

$$=\frac{0.8\times0.95\times0.99\times5400}{0.65\times0.81\times0.98\times150}=52.5$$

即则综合品位$a_{含铁}=24.7\%+52.5\times0.2\%=35.2\%$

相反亦可以铜作主元，求铁折合为铜的综合品位即为：

$$a_{含铜}=0.2\%+\frac{1}{52.5}\times24.7\%=0.67\%$$

上例可见伴生金属，特别是稀有金属，可以提高矿床的工业价值，如果伴生金属含量少和分布不均匀时，多半不计算贮量，也没有固定的最低工业品位和边界品位的要求。

（习题：上列按盈利法计算求综合品位）

§4 最小工业厚度和最小米百分值

在金属矿床开采中，常遇到薄和极薄矿脉，这种类型的矿床，在确定最低工业品位时，是与前面所谈的方法有所区别。

在开采薄及极薄矿脉时，常要开采一部分围岩，使矿房有足够的工作空间，便利于回采作业。这种回采工作所需要的最小宽度，是以安全操作规程的规定为依据的，决定于矿脉的赋存条件和采矿技术水平，称为最小工作宽度一般取0.8米，缓倾斜矿脉取1～1.2米。

与最小工作宽度同时存在的，还有最小工业厚度，这是评价孤立的矿脉或矿层本身厚度是否能达到开采要求。只有达到了这个厚度的矿体，才能列为平衡表内贮量。根据不同的地质条件和不同种类的矿石，各类金属矿床都不一样。

在开采薄及极薄矿脉时，时常使用混采方法，即矿石和扩帮围岩混在一起回采。这样可以简化回采工序，提高劳动生产率和加大开采强度。但是要产生大量的贫化，贫化率有时达到1～2倍或更大。至于采出矿石是否合乎工业要求，就要看原来矿脉的品位，混采下的围岩厚度与围岩及矿石的容重，以及围岩是否也含有品位等因素来决定。因此，提出了“米百分值”这个指标，作为开采薄和极薄矿脉的一个“品位—厚度”要求。为了保证采出矿石达到要求标准，在围岩含有品位和围岩及矿石的容重不同时，矿脉厚度和矿脉品位之间应满足下列关系：

$$a \times B_{脉} \times \triangle_{脉} + a'' (B_0 - B_{脉}) \triangle_{围}$$
$$= a_{最低} (B_{脉} \cdot \triangle_{脉} + (B_0 - B_{脉}) \triangle_{围}$$

整理后得：

$$B_{脉} = \frac{B_0 \times \triangle_{围} (a_{最低} - a'')}{(a - a_{最低}) \triangle_{脉} + (a_{最低} - a'') \triangle_{围}} 米,$$

式中：$B_{脉}$——矿脉的平均厚度，米；

B_0——最小工作宽度，米；

$\triangle_{脉}$和$\triangle_{围}$——分别为矿脉和围岩的体重，吨／米^3；

$a_{最低}$、a和a''——分别为最低工业品位，矿脉和围岩平均品位，%

如果上式中，围岩不含品位时，则$a''=0$得到下列公式：

表7～7　　（1）直接入冶炼炉工业指标

矿石类型		边界品位%（TFe）	工业品位%（TFe）	有害杂质最小允许含量			
				硫（S）	磷（P）	硅（SiO_2）	其他
平炉富矿	磁铁矿	小于	大于	小于	小于		Cu、Pb、Zn、Sn、As均应小于0.04%
	赤铁矿	50	55	0.15	0.15		
高炉富矿	磁铁矿	45	50	0.3	0.25		Pb<0.1
	赤铁矿	45	48	0.3	0.25		Zn<0.1～0.2
	褐铁矿	40	45	0.2	0.2		Cu<0.2
	菱铁矿	30	35	0.2	0.2		Sn<0.08 As<0.07

表7～8　　（2）贫铁矿工业指标

矿石类型	边界品位%	工业品位%	备注
磁铁矿	20	30	
赤铁矿	25	30～35	
褐铁矿	20	30	
菱铁矿	18	25	

矿石中不含矽酸盐矿物时可采用上述划分标准。当矽酸铁比较高的磁铁矿石，由于矽酸盐矿物中的铁主要是FeO状态存在，因此不宜用TFe：FeO的比值，而采用SFe：SFeO的比值作为衡量矿石氧化程度的标准。

（2）、矽酸盐铁的处理：

矽酸盐铁矿物（如古铜辉石、紫苏辉石、普通辉石）中的铁是与矽酸盐呈化合物存在。且铁的熔点较低，对选矿指标，高炉内部热量分布与炉缸温度等都有不良影响。所以矿石中矽酸盐铁的含量大于8％时，制定指标时应相应的提高铁的品位。

此外在测定矿石矽酸盐铁的含量时应根据矿石中矽酸盐铁的组成来恰当的选择其方法。如果矿石中含有可溶于矽酸的铁橄榄石，绿泥石和铁闪石，会使矿石中矽酸盐铁含量降低。当有黄铁矿，磁黄铁矿不溶于盐酸的矿物，测定时会误将这些矿物中的铁金属列入矽酸盐铁。

（3）、矿石溶剂性的评价标准：

高炉富矿的溶剂性应按两项碱度来评价。即：

$\frac{CaO}{SiO_2}<1.2$　　为碱性矿石

$\frac{CaO}{SiO_2}<0.9\sim1.2$　　为自溶性矿石

$\frac{CaO}{SiO_2}<0.8$　　为酸性矿石

（4）、高炉富矿中MgO的允许含量问题

目前统一标准，认为直接入炉的矿石MgO应低于5％，但中小型高炉也使用过含量大于5％的铁矿石。

对于高钙，低矽的优质石灰石，应单独划分，供化工制品用）。

说明：限于篇幅，所列指标仅为一部分，其他黑色金属及非金属矿最低工业品位指标均未列入。

第八章　道路设计和土方工程量计算

§1　矿山道路及其布置

一、概述

交通运输是矿山总平面布置的重要组成部分，交通运输方式的选择和线路布置是否合理，直接影响总平面设计是否满足功能的要求，用地是否节省，投资是否经济等等。

矿山交通运输方式种类较多，如道路、铁路、架空索道、皮带运输、管道运输等等。如何选择，主要根据运输量与其频繁程度，场地地形，环境及原有运输方式等条件综合分析确定。但道路的交通运输是任何一个矿山必不可少的。道路可适应多种运输工具，如汽车、电瓶车、自行车、手推车、畜力车等，具有运输零星，灵活；又有因地制宜，易于就地取材适应地形起伏变化；更有施工期短、不受最低运输量限制等优点，因此矿山总平面布置场内，汽车作为主要的或辅助的运输工具是极普遍的。各种厂房相互交通，要设计能行驶汽车的道路。例如，地表主付井、材料库、锻钎房、扇风机房、压风机房、变电所、火药库、油库，以及生活区、校区、办公楼等等都应有方便的能行驶汽车的道路联系。

因此采矿工程技术人员，对于道路的设计知识及土方工

程量计算是不可缺少的。故本节着重介绍道路布置及其设计技术要求。

二、道路布置

1、矿区道路

（1）、生活区道路：一般分为设在区内的车行道和宅旁主要供人行，并辅以通小车的道路。行车道应考虑能通行的救护车、消防车，又能供一般卡车、单车行驶。

（2）、主干道：应考虑能通客车、货车，一般小型矿山主干道，常布置成单车道，并根据人货流的情况可适当加宽路面。大型矿山货运量、客运量大，一般设双车道，主干道一般和矿山外部运输相联接。

（3）、车间引道：凡从主干道引出与各车间、辅助生产用房或各构筑物之间的出入口，相连接的道路，均为车间引道。

（4）、车场：矿山总平面布置中应有车场，系供车辆调头，转弯，进退或停放的小型广场。

2、矿区外部运输道路

大型矿山外部运输除铁路外，尚有公路，特别处于山地或丘陵地带的中小型矿山，主要是以公路为主。矿山内外部公路一般要符合国家三、四级的技术要求。

3、道路布置

道路布置应尽量利用现有线路设施，并使线路布置密切结合自然地形，合理选择路基断面，使挖方填方工程量平衡，以利加快施工速度和节约投资。路面结构材料选择，要因地制宜，就地取材。

当场地在平原或缓坡地带时，道路布置受地形影响很

平缓地段布置枝状尽端式道路，如图8—3。

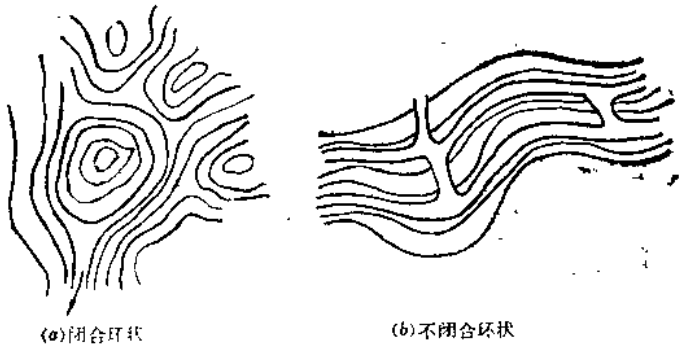


图8—2　环状沿山丘布置道路

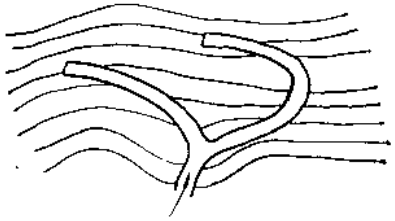


图8—3　枝状尽端式道路

（3）、平行盘旋延长线路减缓纵坡布置：由于山地标高高差较大，道路布置与地形等高线垂直或斜交，往往使纵坡过大时，常采用不同标高平行盘旋布置，或较长距离和等高线斜交布置，这样虽增大了道路长度，但保证了适宜的纵坡。见图8—4。当道路布置在某一坡地，出现过大纵坡时，可采取类似平行盘旋，而灵活布置的回转道路以降低坡

度见下图8—5。

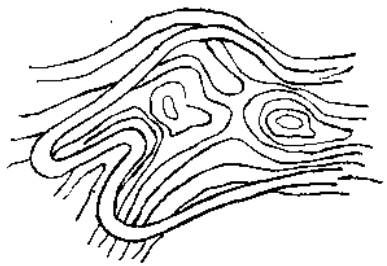


图8—4　平行盘旋道路　　图8—5　回转道路

§2　道路的主要技术要求

一、道路的平面

道路的平面由直线和曲线组成，各线段的面积，宽度要求如下：

1）转弯半径：转弯半径系道路在转弯或交叉口处平曲线半径。转弯半径的大小，应根据行车型号、速度和有无挂车等确定图8—6为各种车辆道路最小转弯半径。

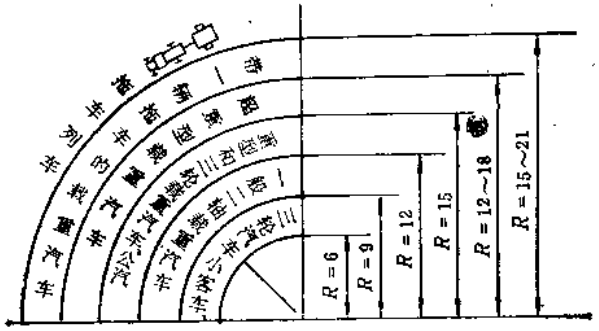


图8—6　道路转弯半径（单位：米）

表8—1　　公　路　等　级

公路等级	二		三		四		厂内道路
	平原微丘	山岭	平原微丘	山岭	平原微丘	山岭	
交通量（辆/昼夜）	200～5000	2000～5000	<2000	<2000	<200	<200	行驶汽车
行车速度公里/小时	80	40	60	30	40	20	15
平曲线最小半径（米）	250	50	125	25	50	15	15
最大纵坡(%)	5	7	6	8	8	8	平原6 山区8
竖曲线最小半径	凸4000 凹1000	1000 500	2500 750	500 500	1000 500	500 500	300 100
停车视距(米)	100	50	75	30	50	20	20
会车视距(米)	200	100	150	60	100	40	40
交叉口最小转弯半径（米）							9～18
弯道加宽(米)		1	0.8	2	1	2.5	
路基宽度(米)	10—12	3.5	8.5	7.5	4.5～6.5	4.5～6.5	
路面宽度(米)	7～9	7	7	6	3.5（单）	3.5（单）	单车道3.5双车道6～7
路面等级	沥清贯入碎石路面	同　左	碎砾石或沥青加固	同　左	当地材料或改善路面	同左	水　泥
桥涵车辆允许荷载	15吨汽车 30吨挂车		15吨汽车 80吨挂车		10吨汽车		

2）道路宽度：即行车部分的宽度，主要根据行车数目确定。下表为道路或公路，主要技术参数（表8—1）。

根据道路使用任务、性质、平均昼夜的交通量、行车速度，把道路或公路划分等级，不同等级的路面和路基质量，曲率半径，坡度等均有不同要求。

3）交叉路口弯道面积计算：道路面积是各类建筑总平面设计的技术经济指标之一。道路直线段的面积只须将长度乘以宽度求得，而交叉口弯道面积，则应按下列公式计算：

（1）直交路口面积：

见下图8—7，A_1为直交路口弯道面积，将设计的道路转弯半径代入公式求得。亦可直接查下表（8—2）。

$$A_1 = R_1^2 - \frac{\pi \cdot R_1^2}{4}$$

$$= 0.2146 R_1^2$$

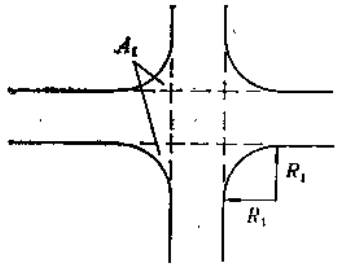


图8—7　直交路口面积

表8—2　　直交路口弯道面积

转弯半径米	4	6	8	10	12	14	16	18	20
面积（米²）	3.43	7.73	13.73	21.46	30.9	42.06	54.94	69.53	85.84
转弯半径米	5	7	9	11	13	15	17	19	21
面积（米²）	5.37	10.52	17.38	25.97	36.28	48.29	62.02	77.47	94.64

（2）斜交路口面积：见下图8—8，A_2及A'_2为斜交路口弯道面积，亦可将设计的道路转弯半径代入下面公式求得。

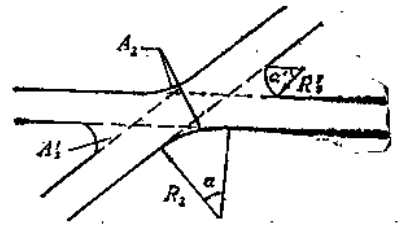


图8—8　斜交路口弯道面积

$$A_2 = R_2^2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - \frac{\pi R_2^2}{360} \times \alpha$$

$$= R_2^2 \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - 0.00873 \alpha \right)$$

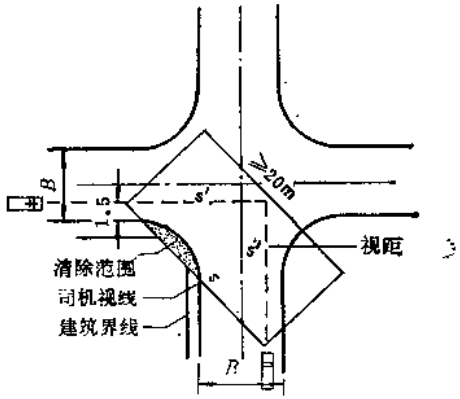


图8—9　道路交叉口视距

（3）道路交叉口视距：视距为平曲线内侧，即在交叉口处，使司机视线能看见对面来车的距离S，见图8—9所示。

在视距范围内，不应有影响视线的障凝物，根据最小计算视距（20米）和1.2米视线高度以上范围内的障碍及遮挡物全部清除，以确保行车安全。

（4）回车场和停车场。

当采用尽端式道路时，为方便行车转弯进退和调头，应在该道路的尽端设置回车场地。回车场地面积不应小于12×12米。停车场在于解决车辆的停放或货物装卸后的调运，常应在汽车库、仓库、堆场附近或方便进出车的地方设置。根据汽车的大小不同，每辆车所需占地面积，约（10～12）×（3.5～4.3）。

二、道路的横断面

道路的横断面分为城市型和公路型两类。城市型道路用于道路较密集和外观要求较高的场地，其特点为：设有保护路面的路缘石；采用通过路面的雨水口排入暗管或暗沟的排水系统；路面横坡外采用双坡；如下图8—10。

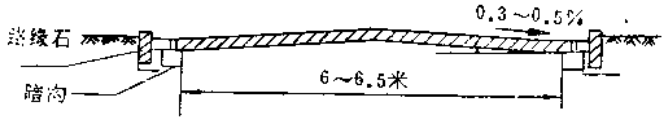


图8—10　双坡形路面

公路型道路常用于道路密度较小，地形起伏较大，外观要求不甚高的场地。道路两侧不设路缘石，而设有保护路面

的路肩采用明沟排水。如图8—11所示



图8—11　双波形公路型道路

a—路肩一般为1.0—1.5米；

B—路宽，单车道，3.5米，双车道6～6.5米；

h—路基和路面厚度。

三、道路的纵断面

道路纵断面设计应使车辆具有较好的行驶条件和场地具有有利的排水条件。故纵断面的确定应与场地竖向布置，与建、构筑物等的地坪标高相配合。

为了有较好的行驶条件，道路变坡点间的距离不宜太小，一般控制在50米以上较好，对于相邻段的坡差也不宜过大，应避免锯齿形纵断面。当道路纵坡较大时，要避免长距离上、下坡（尤其多雨、雪地区）引起的故障或车祸。为保证行车安全应对坡长予以限制，在不同纵坡下的限制坡长见下表。

表8—3　　道路纵坡与限制坡长

道路纵坡%	5～6	6～7	7～8	8～9	9～10	10～11
限制坡长（米）	800	500	300	150	100	80

当道路纵坡较大又超过限制坡长时，则应设置不大于

3％的缓和坡段，其坡长宜不少于80米。见下图8—12。

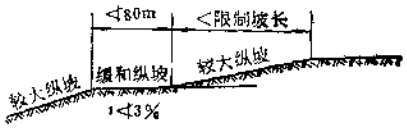


图8—12 限制坡长和缓和纵坡

道路在纵坡的尽端不宜设小半径平曲线。道路纵断面，变坡处，当两相邻坡段的坡差大于1％～2％时，为保证所需视距和有利的行车条件，应设置园形竖曲线。见下图8—13。竖曲线半径见表8—1。

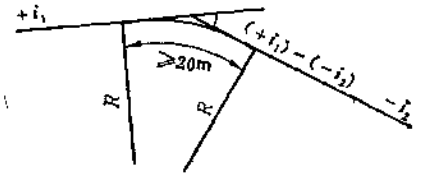


图8—13 竖曲线

道路纵断面的最大坡度，宜限制在8％以内。纵坡过大既影响行车安全，又会增加机械磨损和耗油量。最小纵坡考虑有利于排水，不小于0.3％～0.5％为宜。

四、道路路基和路面

根据场地地形变化和挖填方情况，有以下几种路基，填土路基，亦称路堤。即路基经填土方或石方后高于周围地坪的路基。挖土路基，即路基经挖方后其标高低于周围场地的路基，该路基亦称路堑。半挖半填路基：在山坡地带常采用

半挖半填路基，该路基有利于土石方工程达到平衡。

路面是辅设在路基上面的一层或两层以上的坚硬材料，供车辆行驶的结构层。

根据使用的要求和特性，路面分为高级，次高级，中级和低级四个等级。各段路面面层材料见下表8—4。

表8—4 各级路面面层材料

路面等级	面层材料类型	备注
高级路面	水泥混泥土路面，沥青混凝土路 厂拌沥青黑石碎石路面，整齐块石路面。	除水泥混凝土路面为刚性外，其余都为柔性路面
次级路面	渣油黑色碎石路面、沥青或渣油灌入式碎砾石路面、沥青表面处理路面，半整齐石块路面	
中级路面	泥结碎（砾）石路面，级配碎石路面，工业废渣及其它粒料路面，不整齐石块路面	
低级路面	各种地方材料（包括工业废渣等）加固或改善的土路面。	

常用的路面结构组合，见下图8—14所示，并按现行路面设计规范选择。路面结构的厚度，除根据各层不同强度要

求和承受重量进行计算确定外，还受到经济、施工和材料等因素的制约。

层面的最小厚度，沥青、混凝土的3—5厘米，整齐石块的10—12厘米，三合土的8—15厘米。不论单层、多层路面结构，各层厚度不小于最小稳定厚度。

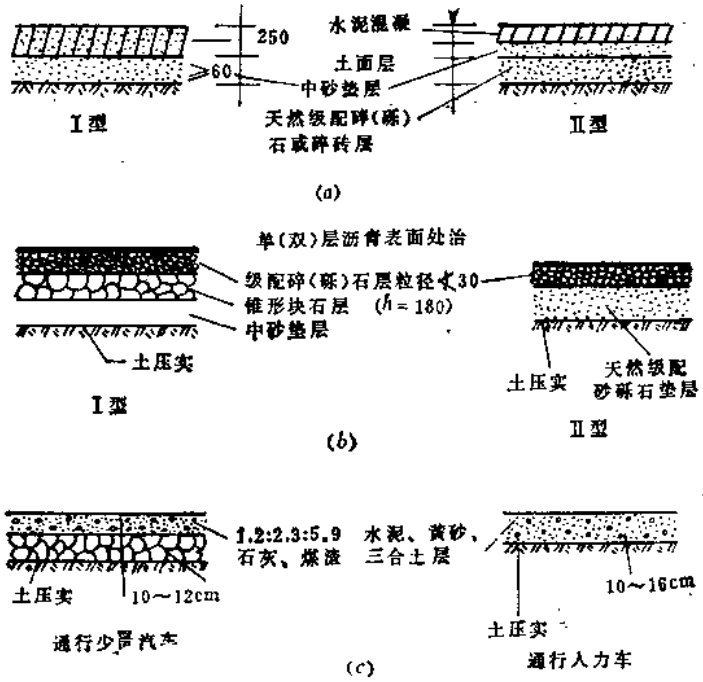


图3-14 常用路面结构组合示例

a—水泥混凝土； b—沥青混凝土； c—三合土。

最高洪水位0.5米以上。若低线工程量大或技术处理困难，不得已时才选用高线。对迂回曲折河道的突山嘴，可酌情采用深路垫或短隧道。

⑧山腰处选线：亦称高线，选择地形地质良好的半坡上，尽量避免支沟发育，剥蚀严重的“鸡爪”地形和陡坡悬岸上。在降雪冰冻、多雾地区，应尽量将线设在迎风坡或日照时间较长的阳坡上。

⑨越岭线路：选在分水岭两侧有利于展线的低垭口，以自然延伸为主，充分利用地形，少设回头弯，避免在一个山坡上布置较多的回头曲线。

⑩不用或少用回头曲线，因回头曲线、平曲线半径小，行车速度低。对场内的公路而言，回头曲线的车速限制在15公里/小时，主曲线最小半径为15米，缓和曲线最小长度为15米。外轨超高横坡度6％，双车路面的宽值为8米。最大纵坡6～8％最小纵坡0.3%。见表8—1。

定线方法：

在地形图上定线时，用1/1000或1/2000的地形图。

一般是由高处向低处定线。居高临下，容易掌握和选择有利地形。确定线路所必须通过的控制点，按工业场地内各类设施作控制点。然后用两脚规定出导线，即不填不挖的坡度线。

如下图8—15所示的地形图

用两脚规定在地形图上定出通过各等高线62.5米的导线。

如有回头线应在上下两个控制点向回头线处定线。

在已定出的导线上，按地形变化，作一定数量的横剖面。

§4 土方工程量计算

生产或基建矿山、井口工业广场和地面建筑厂房，经常遇到土方工程量，因此它的计算方法是采矿人员必须掌握的一项内容。

计算土石方工程量，常用的方法有方格网法和横断面计算法，也可查表；现把两种计算法介绍如下。

一、方格网计算法

① 划分方格：

将绘有等高线的总平面图需要布置井口工业广场的地点，划分为若干正方形的方格网，方格的边长取决于地形情况和计算精度要求。在地形平坦的场地方格边长一般用20—40米，在地形起伏变化较大的场地，方格的边长采用20米。在初步设计阶段，为提供设计方案比较的依据而进行的土方工程量估算，方格边长可大到50～100米。一般采用一种尺寸的方格网进行计算，但在地形变化较大处，或布置上有特殊变化处，可局部加密方格。

② 填入设计标高和自然标高

在方格网各角点上填入设计标高和自然标高，方格各角点的右上角上填入设计标高，右下角下填入自然标高。自然标高最好按方格在现场测量，但一般可利用地形图上的等高线，并采用根据等高线求任一点标高的方法求得方格交点的自然标高。

③ 计算施工高程

施工高程等于设计标高减自然标高，得数为“+”时表

示填方。得数为“－”时，表示挖方。计算出的施工高程分别填入左上角如下图8—16。

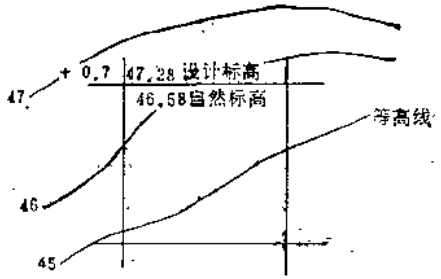


图8—16 高程标示

表8—5

方格编号	挖填方数量（米³）		挖填方代数和
	挖方	填方	
1			
2			
3			
⋮			
其它			
总计			
弃土（借土）数量			

④ 找出零点，连成零线（即挖填分界线），在方格内相邻二角一为填方另一为挖方时，则应算出零点位置（即不挖不填处），连接相邻零点即为零线，表挖填方分界线。见图8—17零点计算。

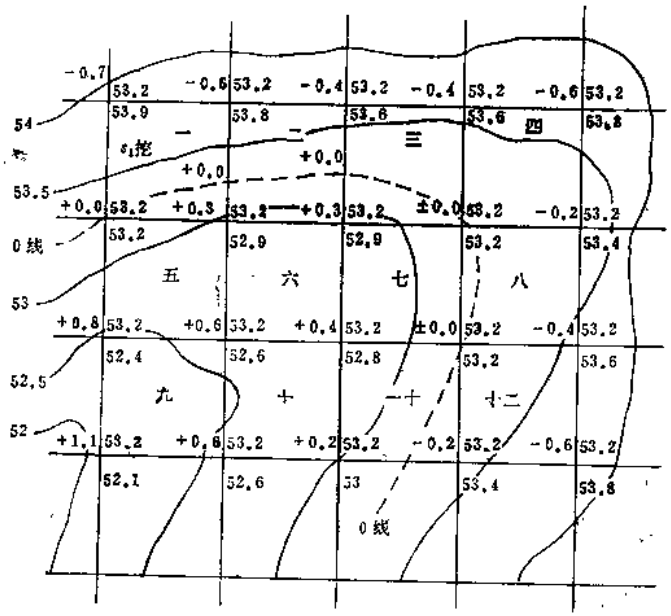


图 8—17　土方量计算实例

⑤ 分别计算每一方格内的土石方量

由于每一方格内的填挖情况不同，其图式也不同，应按相应的图式，分别代入相应的公式进行计算见表 8—6，计算出的挖填方量填入下计算表 8—5 中。（用查表代替计算的方法可节省时间）。

平整场地土方量计算法实例

方格网计算法。将下图各方格地面平整成高程为53.2米的平面。计算土方工程量。

计算步骤如下：（1）、按20米长划分方格；（2）、填入设计标高和自然标高；（3）、计算施工高程；（4）、找出零点连成零线；（5）、按公式计算每方格的土石方量；（6）　按表 8—5 汇总。

现计算小方格一、二、三、四。

小方格一：两点为挖方，一点为填方，故需分别计算，

$$V_{1挖}=\frac{1}{4}(0.6+0.7+0.0+0.0)\times S_{1挖}$$

$$=0.325S_{1挖}$$

$$V_{1填}=\frac{1}{3}(0.3+0.0+0.0)\times S_{1填}=0.1S_{1填}$$

面$S_{1挖}$和$S_{1填}$为挖填方面积。可按表 8—6 三角形和梯形计算求$S_{1挖}$和$S_{1填}$。

小方格二：两点为挖方，两点为填方，故需分别计算

$$V_{2挖}=\frac{1}{4}(0.6+0.4+0.0+0.0)\times S_{2挖}$$

$$=0.25\times S_{2挖}$$

$$V_{2填}=\frac{1}{4}(0.3+0.3)\times S_{2填}=0.15\times S_{2填}$$

而$S_{2挖}$和$S_{2填}$可按表 8—6 梯形公式求面积。

小方格三：计算方法同小方格一。

小方格四：三点为挖方，一点不挖不填，可按正方形四点挖方公式求：

$$V_{挖}=\frac{a^2}{4}(0.4+0.6+0.2+0.0)$$

$$=0.3a^2$$

a为正方形边长　　a^2为其面积。

习题：计算五、六、七、八方格的土方工程量。

二、横断面计算

横断面计算法多用于场地纵横坡度有规律变化的地段，方法计算简捷，但精度略低于方格网计算法。

计算步骤：

① 绘出横断面线：根据竖向布置图，先绘出横断面线，绘制方法如下图。

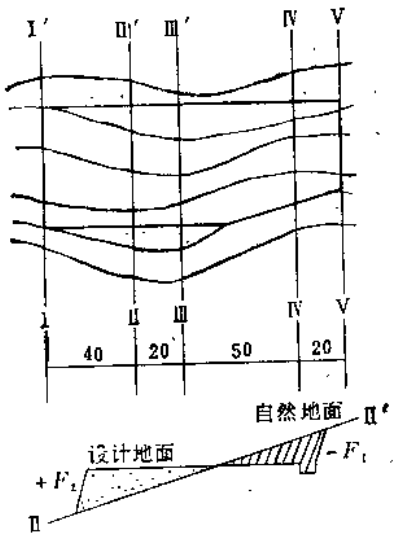


图8—18　土石方工程量横断面计算法

表8—7　　汇　总　表

横断面编号	填方面积（米²）	挖方面积（米²）	平均面积（米²）		断面间距（米）	体积（米³）	
			填方	挖方		填方	挖方
Ⅰ—Ⅰ¹	$+F=28$	$-F_1=10$	+24	-12.5	40	+960	-500
Ⅱ—Ⅱ¹	$+F_2=20$	$-F_2=15$	+15	-20.0	20	+300	-400
Ⅲ—Ⅲ¹	$+F_3=10$	$-F_3=25$	+5	-27.5	50	+250	-1375
Ⅳ—Ⅳ¹	$+F_4=0$	$-F_4=30$	±0	-32.0	20	+0	-640
Ⅴ—Ⅴ¹	$+F_5=0$	$-F_5=34$					
合计						+1510	-2915

平整工业广场时，必须知道设计的标高，才可计算土方工程量。当设计已规定了标高，可按规定的设计标高计算土方量。如果设计未规定平整广场的标高，则应根据填、挖方平衡的原则进行确定，按照填、挖平衡原则求得的标高，称为平均标高，当场地平整为一个平面时，设计标高只有一个平均标高。当需要平整成几个平面时，设计标高有若干个。此时设计标高的确定要根据土方量的计算结果逐步调整。

平均标高是按各方格中心标高的算术平均值计算，而各方格中心标高是按方格四角点的地面实际标高的平均值进行计算，因此平均标高H_0可按下式计算：

$$H_0=\frac{\Sigma H_1+2\Sigma H_2+3\Sigma H_3+4\Sigma H_4}{4N}$$

式中：N——方格数；

H_1、H_2、H_3、H_4，为方格各点地面实际标高。如下图8—19所示。

而H_1、H_2、H_3、H_4，分别为壹个方格，贰个方格叁个方格，肆个方格共同点的地面实际标高。

上式所求之平均标高未考虑土壤或岩石的松散系数影响而增加的体积，这样必然出现挖方体积大于填方体积，这关系到土方调配问题。

考虑土壤系数松散系数的影响，上式所求出的标高，H_0应加以修正，即：

$H^{0)}$——考虑土壤残余松散系数的影响而修正以后平均标高。

△H——标高修正值。

当采用修正后的平均标高$H^{0)}$时，△H值可根据开挖后

表8－8　　土壤和岩石松散系数

土　壤　名　称	松散系数 K	残余松散系数 K_1
土壤、砂	1.1～1.2	1.01～1.03
腐植土	1.2～1.3	1.03～1.04
肥粘土，粗砾石	1.24～1.3	1.04～1.07
软泥灰石	1.33～1.37	1.11～1.15
粘土质片岩，较软的坚实片岩	1.35～1.45	1.1～1.2
中硬坚实岩石	1.4～1.6	1.2～1.3
硬和极硬坚实岩石	1.45～1.8	1.25～1.35