高等学校教学用书

露天采矿新工艺

张达贤　张幼蒂　编著



中国矿业大学出版社

封面设计：张蕴琪

ISBN 7-81021-637-6
TD·121　定价：3.60元

TD824
Z-266

高等学校教学用书

露天采矿新工艺

张达贤　张幼蒂 编著

中国矿业大学出版社

747039

(苏)新登字第 010 号

摘　要

本书在论述露天开采现状和发展的基础上，介绍了单斗铲—卡车工艺、半连续开采工艺、露天采矿机开采工艺、架线双能源卡车工艺、高倾角带式输送机工艺、露天长壁开采工艺以及综合开采工艺等露天开采新工艺，重点是用系统工程的方法讨论研究开采工艺系统的选择和设备优化配置与优化调度问题。

本书是大学露天采矿专业学生的选修课教材和研究生的教学参考书，也可供科学研究人员和现场工程技术工作者参考。

责任编辑　乔　石
技术设计　龚锦荟

高等学校教学用书

露天采矿新工艺

张达贤　张幼蒂　编著

中国矿业大学出版社出版
新华书店经销　中国矿业大学印刷厂印刷
开本 787×1092 毫米 1/16　印张12.25　字数230千字
1992 年 10 月第一版　1992 年 10 月第一次印刷
印数：1—5000 册

ISBN 7-81021-637-6

TD·121　　定价：3.60元

前　言

露天采矿的优越性已为世所公认，但露天采矿的效益很大程度上取决于露天开采工艺的正确运用及合理抉择。我国露天煤矿的赋存条件较为复杂，故开采工艺的合理选择及其应用尤为重要。

本书重点讨论适于我国露天煤矿应用的开采工艺，用系统工程方法研究采运设备的优化配置及卡车的优化调度问题。书中材料除部分取自于国内外技术资料外，其余均为我校及编著者近年来的研究工作成果。编者向提供资料的单位和个人深致谢意！

本书系在"露天采矿新工艺"讲义基础上修编而成。该讲义作为选修课教材及研究生教学参考书，已经多届学生应用。本次出版，编著者又作了较多的补充及修改，期望该书能为露天开采专业的教学工作及我国露天矿山的开发作出微薄贡献。

本书 1～6 章由张达贤编写，7～8 章为张幼帮编写。

由于编者水平所致，缺陷难免，恳望读者指正。

编者

1990 年 11 月

ABF-68/06

目　录

第一章　露天开采的现状及发展……（1）
第一节　露天开采的现状……（1）
第二节　露天开采工艺及其分类……（4）
第三节　露天开采工艺的发展趋向……（5）
第二章　单斗铲-卡车开采工艺……（7）
第一节　概述……（7）
第二节　作业技术和采掘方法……（8）
第三节　铲、车类型匹配和数量配合……（16）
第四节　开采程序……（21）
第五节　电铲、卡车的作业成本……（29）
第六节　道路的通过能力……（32）
第七节　作业管理……（40）
第三章　半连续开采工艺……（42）
第一节　应用简况……（42）
第二节　应用和设计准则……（42）
第三节　破碎机组的生产能力及设置……（44）
第四节　胶带运输机的机道设置……（56）
第五节　自移式破碎机的应用及其发展……（58）
第四章　其它开采新工艺……（65）
第一节　露天采矿机开采……（65）
第二节　架线双能源卡车……（71）
第三节　高倾角带式输送机……（79）
第四节　露天长壁式采矿方法的应用……（85）
第五章　综合开采工艺……（87）
第一节　概述……（87）
第二节　国内外有代表性的露天矿山应用实例分析……（89）
第三节　典型组合方案及其适用条件……（94）
第四节　综合工艺系统的应用条件及开发范围划分……（95）
第五节　开拓运输系统及开采参数的配合……（101）
第六节　系统间产量匹配及其它问题……（108）
第七节　综合开采工艺实例分析……（109）
第六章　开采工艺系统的选择……（118）
第一节　概述……（118）

第二节　工艺选择的一般准则……（119）
第三节　实例研究……（124）
第七章　采掘运输设备的优化配置……（151）
第一节　用数学规划方法研究采矿工艺配合问题……（151）
第二节　用系统模拟方法研究铲车配合……（153）
第三节　用排队论方法研究铲车配合……（157）
第四节　设备出动的概率分析及系统产量计算……（164）
第八章　矿山运输设备的优化调度……（169）
第一节　概述……（169）
第二节　挖掘机-卡车自动化调度系统……（171）
第三节　挖掘机-卡车优化调度准则及软件系统……（177）
第四节　露天矿铁道运输调度系统……（188）
参考文献……（190）

第一章　露天开采的现状及发展

第一节　露天开采的现状

在矿物原料市场上，约80%的矿物原料由露天开采方式提供。露天开采的重要性可以从几种重要矿物原料的露天和地下开采比重看出(表1-1)。

表1-1　世界几种重要矿物原料的露天开采比重

矿物原料	比重(%)
硬　煤	30
褐　煤	86
铁	78
铜	91
磷灰石	89
石　棉	75
铝矾土	91
建　材	100
锰	86
铀	30
镍	45
其　它	40

与地下开采不同，露天开采在采出矿物原料的同时一般需剥离数倍于矿物量的土岩，故考察露天开采的规模时，应一并列出相应的剥离量。表1-2列出了几种重要矿物原料的年开采量。

表1-2　世界几种重要矿物原料的开采量　单位：10^6t

序号	矿物原料	矿　物	剥　离	合　计
1	建　材	11383	982	12365
2	硬　煤	556	11120	11676
3	褐　煤	712	5696	6408
4	铁矿石	1692	1581	3273
5	铜矿石	606	1394	2000
6	磷灰石	230	690	920
7	石　棉	98	293	391
8	铝矾土	67	134	201
9	铀	4	138	142
10	锰	20	60	80
11	镍	19	57	76
12	其　它	308	440	748
13	总　计	15605	22585	38290

从表1-2中所列开采量看出，露天开采业已达到巨大规模，采矿工艺技术也较完善。

在矿物原料开采过程中，对露天开采工艺选择影响最大的是物料的硬度。如以是否需要穿爆作业和能否应用连续开采工艺为原则来区分硬、软岩露天矿，则主要矿物原料硬、软岩露天的划分情况如表 1-3 所示。

表 1-3　以物料硬度为标准的露天矿分类

矿物原料	硬岩露天(%)	软岩露天(%)
建　材	52	48
硬　煤	61	39
褐　煤		~100
铁	95	5
铜	96	4
磷 灰 石	50	50
石　棉	80	20
铝 矾 土	50	50
铀	90	10
其　它	50	50

表 1-3 数字表明，在矿物原料开采中软岩露天占有相当比重，从而预测连续开采工艺有较好的应用前景。

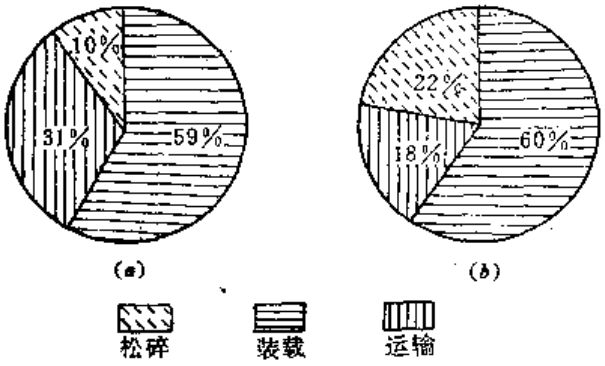


图 1-1　各工艺环节所占投资及经营费比重(%)
a—投资；b—经营费

在露天开采工艺系统的诸环节中，从投资及经营费用角度分析，各工艺环节所占比重如图1-1所示。

由于露天开采无可置疑的优点，自本世纪初以来，露天采煤量在世界煤炭总产量中所占的比重一直在增长（表 1-4）。

由表1-4可见，从 1960～1980 年的 20 年间，露天采煤净增量占同期世界煤炭总净增量的 75% 左右。

表 1-4　世界煤炭总产量及露天采煤量

年　份	世界煤炭产量 (Mt)	露天采煤量 (Mt)	露天采煤比重 (%)
1913	1341	90	6.7
1962	1922	450	23.4
1981	3762	1510	40.1

表 1-5 列出了各主要采煤国的露天采煤现况。图 1-2、图 1-3 则分别为美国煤产量及露天采煤比重的发展情况。

各主要采煤国家发展露天采煤的主要经验是：

1）将优先发展露天采煤作为增加煤产量的主要途径。如美、苏两国在 80 年代净增煤产量中露天采煤量均占 3/4 左右。原东德先后建设 18 座大型露天煤矿，使煤炭产量迅速增长。印度计划到 2000 年时煤产量近 400Mt，其中露天采煤量为 200Mt。

2）有条件时尽量实现开采集中化，以提高劳动生产率，降低生产成本。如原西德莱

表 1-5　各主要采煤国露天采煤情况

国　家	露天采煤比重 (%)	露天矿数量 (个)	露天煤产量 (Mt)	效　率 (t/工)
美　国	60.3	约3500	482.5	25.6
原苏联	42	70	303.9	24.2
原东德	100	35	312.1	66.5
原西德	59.6	17	130.6	81.3
澳大利亚	61.3	45	82.0	37.6
捷　克	70	21	87.4	17.5
加拿大	85		36.4	
印　度	52.8		82.6	

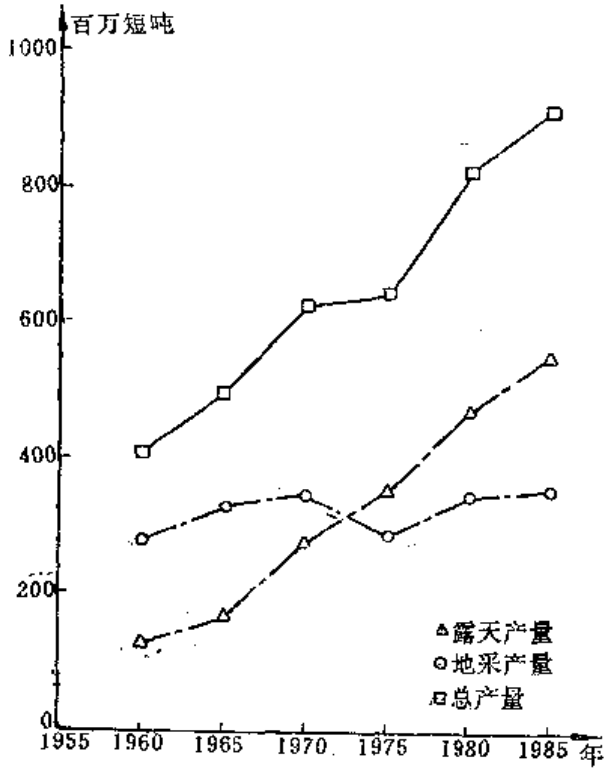


图 1-2　美国煤产量变化情况

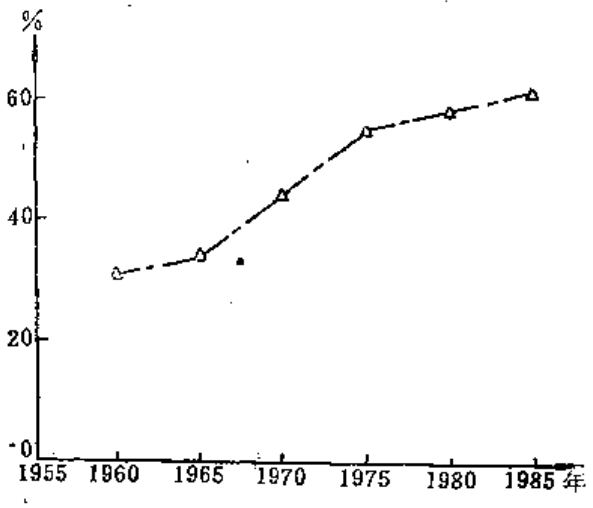


图 1-3　美国露天采煤比重增长情况

茜褐煤矿区露天矿数目从 1950 年的 23 个锐减至 1974 年的 5 个，而每个露天矿的平均产煤量则从 2.78Mt 提高到 21.8Mt。原苏联、德国、波兰等国都在建设年采煤 40Mt 以上，年剥离量逾 100Mm³ 的巨型露天煤矿。美国也在西部地区建设一批年产量千万吨级的大型露天煤矿。

3）在开采工艺方面趋向于开采设备大型化、生产过程连续化以及扩大倒堆工艺的应用范围。

在以上发展总趋势的前提下，选择具体煤田开采工艺时仍应因地制宜。如在德国及欧洲一些国家，为适应当地覆盖层松软、气候温和的有利条件，主要发展连续及半连续开采工艺；美国多为近水平煤田，对埋藏浅的较薄煤层多用倒堆工艺剥离，埋藏较深的厚煤层则用单斗铲-卡车工艺；原苏联为适应其多样的赋存条件，相应采用各种工艺方式。表 1-6 为原苏联露天开采工艺的构成情况。

表 1-6　原苏联露采工艺构成比例(%)

工艺方式 \ 年度	1970	1980	1990①	2000②
运输开采法	56	64.8	74.4	78
其中：铁道运输	39.4	46	41.2	46
卡车运输	16.1	14.4	27.5	27.1
胶带运输	0.5	4.4	5.7	4.9
无运输倒堆	38.5	30.1	22.4	20.7
其它	10.5	5.1	3.2	1.3

①、②为预计值。

4）由小到大，分期建设，以提高前期开发效益。如原苏联埃基巴斯图兹煤田的勇士露天矿，共分九期建设，从 1954 年开始，第一期规模为 10Mt，至 1982 年达到 50Mt 设计规模。

5）建立设备制造业与加强设备的维修。几个露天开采设备制造能力强的国家，一般都是基于本国特点和制造能力，发展自己的优势产品，并按世界市场需求扩展设备的规格品种。如美国形成了单斗铲及卡车设备系列，德国形成了连续及半连续工艺设备系列。在设备制造方面后起的苏、波、捷等，采取引进关键设备与国内研制相结合的方式发展。如捷克形成了适合本国特点的高切割力轮斗铲系列。在设备维修方面，都注意采取计划预防维修与计算机管理相结合的方法，提高设备的利用率。

6）建立近距电站，实行煤电联营。波兰各褐煤矿区均在露天矿附近建设近距电站，在褐煤发热量仅为 8373.6kJ/kg 左右的条件下煤矿企业仍有盈利。又如澳大利亚莱楚比河省褐煤矿区实行煤电联营，维多利亚州电力的 80% 由该联营企业供应，解决了褐煤售价低所造成的亏损问题。

7）重视矿区开发前的全面规划及综合研究工作。原苏联在新矿区开发前，首先制定矿区开发规划，同时有针对性地提出科研课题和新设备的研制规划。设计部门在科研部门提出的科研成果和制造部门提供的新设备的基础上进行设计。例如，针对各严寒地区新煤田开发中遇到的防冻与疏干问题，在大量试验研究工作基础上，通过采用耐低温金属材料、改进润滑系统等措施降低了设备冬季作业的故障率，用巷道和降水孔辅以侧沟疏干措施改善了疏干效果。

第二节　露天开采工艺及其分类

露天开采工艺由生产工艺环节和工艺系统所组成。

生产工艺环节包括主要和辅助生产环节。其中主要生产环节是：采掘、运输、排卸(排土及卸矿)；辅助生产环节包括设备维修、动力供应、防排水等。每一生产环节，一般由数个生产工序组成，如采掘环节中的矿岩准备、采装、工作面线路移设等。生产工艺环节主要研究各环节内各种设备的作业方法、工作规格与工作面参数的确定、生产能力计算与提高生产能力的途径、环节内部工序间的联系、环节内诸设备比选等问题。

露天开采工艺系统则是完成采掘、运输和排卸这三个环节的机械设备和作业方法的总称。工艺系统是从总体和宏观角度考察系统，如讨论环节间的联系和配合，主要讨论设

备类型和规格的选择及匹配、各环节设备能力和数量匹配、系统参数确定、系统的调配与管理、工艺系统选择等。

按照各环节所采用的设备作业方法的特征或作业过程中矿岩流的特征，露天开采工艺系统可分为四大类：

Ⅰ.间断工艺；

Ⅱ.连续工艺；

Ⅲ.半连续工艺；

Ⅳ.综合工艺。

按照所用设备可完成的生产环节数，工艺系统又可分为两组：

Ⅰ.独立式工艺；

Ⅱ.合并式工艺。

露天开采工艺系统分类如表1-7所示。

表1-7 露天开采工艺系统分类

分类		采月设备示例
Ⅰ. 间断工艺	A. 独立式	1.单斗铲-铁道运输-推土犁(单斗铲) 2.单斗铲-卡车运输-推土机 3.单斗铲-联合运输-排土设备
	B. 合并式	1.单斗铲(机械铲、拉铲)倒堆 2.铲运机开采
Ⅱ. 连续工艺	A. 独立式	1.多斗铲-带式输送机-悬臂排土机 2.连续采矿机-带式输送机-悬臂排土机 3.水枪-水力运输-水力排土
	B. 合并式	1.多斗铲-运输排土桥 2.连续式倒堆设备
Ⅲ. 半连续工艺		1.单斗铲-自移式破碎机-带式输送机-排土机 2.单斗铲-卡车-破碎设备-带式输送机-排土机 3.轮斗铲-卡车(铁路)-排土设备 4.螺旋钻-卡车
Ⅳ. 综合工艺		同一采场内上述任意两个(或以上)单一工艺系统的组合

第三节 露天开采工艺的发展趋向

由于露天采矿工业乃是大量土石方的移运作业（年移运量达38200Mt），故其发展主要依靠露天采矿工艺的发展。在露天采矿史上，每一次重大的工艺变革均给露天采矿业的发展引入巨大动力。例如：

——从手工开采向机械化开采的发展；

——卡车工艺的发展；

——连续及半连续工艺的发展；

——倒堆及综合工艺的发展；

——牙轮钻的发展；

——爆破材料及技术的发展；

——计算机用于生产控制及管理等。

而在一定的工艺发展水平下，设计及矿山工程的优化具有重要作用。

鉴于露天采矿所面临的条件日益困难，对露天采矿工艺的改善提出了更高的要求。据趋向预测，露天采矿工艺将朝着以下方向发展。

1）完善现有的单斗铲—卡车工艺系统。实现卡车计算机调度管理的新突破；

2）扩大连续工艺的应用范围。发展高切割力轮斗铲，研制高倾角及运输大块物料的带式输送机，完善严寒及复杂条件下的连续工艺技术；

原西德露天煤矿中，利用带式输送机运送物料比重已达82%以上。原东德露天煤矿中各种运输方式的比重见表1-8。

表1-8 原东德露天煤矿中各种运输方式的使用比重(%)

运输方式		1957	1970	1981	1985	1990①
剥离物：						
	铁路运输	72	43	25	17	14
	胶带运输		8	25	30	27.9
	运输排土桥	28	49	50	53	58.1
煤：						
	铁路运输	100	90	60	50	
	胶带运输		10	40	50	

① 为预计值。

3）发展半连续工艺系统，特别是开发应用关键设备——可移式破碎机组；

4）建立及实践综合开采工艺；

5）发展复杂煤层及薄煤层的选采设备，如连续采矿机及螺旋钻等；

6）发展双能源卡车系统，以降低卡车昂贵的运输费用；

7）发展并完善工艺系统的选择理论。

在实现上述发展过程中，需要采矿与机械制造部门的共同努力。与机械制造者不同，采矿工作者对采矿工艺的研究侧重于下述内容：

(1) 适合露天采矿要求的设备类型、规格和工作机构的研究；

(2) 工艺系统选择的理论及方法；

(3) 工艺系统的联系、匹配及管理；

(4) 设备作业方法及提高设备利用率的研究；

(5) 特殊条件下(严寒、多雨、选采、硬岩等)的作业方法。

第二章　单斗铲-卡车开采工艺

第一节　概　　述

随着卡车载重量的增大，单斗铲-卡车开采工艺在露天采矿中获得迅速的发展。表2-1为国外露天矿山应用卡车运输的情况。如在美国露天矿中，卡车运输比重从1962年的54.4%上升到1979年的90.8%，卡车的平均载重量达100t或以上。

由于大载重量卡车所具有的优点，露天矿用卡车的平均载重量呈上升趋势(图2-1)。随载重量增加，单位载重量所需的发动机功率下降。如载重量为50t的卡车，单位载重量所需发动机功率为8.1kW/t；而190t卡车降为6.3kW/t(图2-2)。

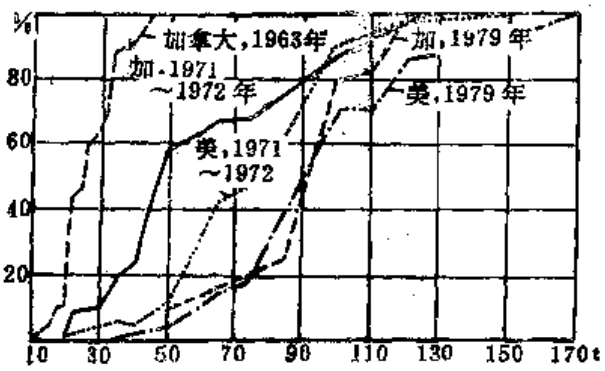


图2-1　不同载重量卡车所占比重

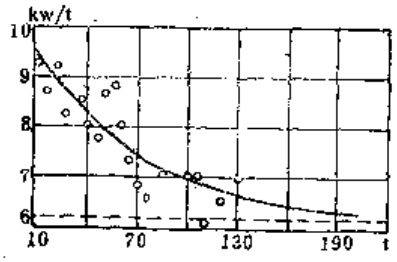


图2-2　单位发动机功率与载重量关系

表2-1　国外金属矿山卡车运输应用情况

国家	露天矿数	卡车数，台	总载重量，t	平均载重量，t	矿岩运量		卡车能力，千t/台a
					总量，Mt	其中卡车完成数，%	
露天铜矿							
美国	23	774	78280	101.2	722.3	90.8	993
加拿大	8	156	15790	101.2	205.7	100	1318
秘鲁	3	110	8901	80.9	117.2	91	1065
智利	2	128	16260	127	112.9	100	882
赞比亚	1	103	10875	105.6	63.8	100	619.4
墨西哥	1	37	4440	120	33.7	100	910.8
合计	57	1977	200862	101.6	1775.8	92.3	898.2
露天铁矿							
美国	13	528	53021	100.4	375.1	83.4	710
加拿大	5	104	10420	100.2	129.6	100	1246
委内瑞拉	2	37	2875	77.7	15.5	100	775
合计	20	669	66316	99.1	520.2	87.4	777.6

单斗铲-卡车工艺的迅速发展，与该开采工艺具有高度作业机动性、对不同产量规模适应性强、建设速度快以及投资较低等特点有关。另一方面，由于轮胎、燃料及维护费较高，与其它开采工艺比，其经营费一般也较高。

由此，成功应用单斗铲-卡车开采工艺的途径为，充分发挥卡车作业机动性强的特点，尽量缩短卡车运距以及提高设备的作业率。

根据国内外露天矿使用卡车运输的经验，提高系统效率的措施如下：

（1）完善工作面作业技术和采掘方法；

（2）系统中铲车的合理选型和匹配；

（3）选择合理的开采参数与开采程序；

（4）卡车调度管理的优化；

（5）加强道路维护和设备检修；

（6）减轻气候对作业影响。

第二节　作业技术和采掘方法

一、作业技术

在矿山建设投资中，电铲和卡车的购置费是一项重大的投资项目，因此必须采用正确的作业技术，以保证设备的利用率和安全工作条件。

1.保持平整台阶

对于电铲-卡车开采工艺而言，保持一个平整台阶尤为重要。

从生产率和经济性看，电铲的挖掘面如高于设计标高，已破碎的物料将留在底板上，造成浪费并复杂了下一台阶的穿爆作业；另一方面，低于设计标高将使电铲遇到硬底，从而降低电铲的生产率并增加维修工作量。

其次，虽然电铲履带架和履带装置可以在一定程度的高低不平的地面上作业，但电铲连续地在粗糙的或波状起伏很大的矿坑底板上作业将大大加速履带板、滚轮和履带架的磨损。在装载区的底板上的突出点会成为支点，挖掘时电铲在这一点上可能重复的摇摆，从而造成额外的磨损。

最后，在不平整的坑线和平盘上运行时，卡车将被迫降低速度。即使在低速下，波浪式的坑底也会引起物料的洒落，从而造成轮胎损坏和卡车架扭曲变形。

2.斜坡上挖掘和行走

如在上坡或下坡挖掘之间存在选择的话，应该尽量选择后者，此时机器的重力作用将部分平衡挖掘造成的推力。

如采用上坡挖掘，电铲履带应该至少转45°角，最好转90°角，以离开斜坡的倾向线。这样做电铲在装载时的回转角可能大于90°，或者卡车就位时间可能增加，但设备利用率提高及维修成本降低将弥补这种损失。

3.电铲大调动

电铲大调动可能由下列因素引起，爆破、既定台阶上矿岩采尽、由矿石工作面移向岩石工作面或反之，以及矿石质量中和的要求。

大调动前应注意检查以下方面。

（1）检查整个电铲调动路线，需要时应填平凹坑，冬季往冰上洒砂。

(2) 检查行走路径上的净空或限界是否合乎要求，如填方斜坡道宽度应是电铲走行宽度的两倍。

(3) 确保沿线动力装置处于良好工况。

此外，电铲在行走中应该逐渐转弯。假如需要转 90° 弯，应该以 15°～20° 的增量逐渐回转，以减少对履带销、辊子、导轮和履带架本身的横向推力。

4. 大块和冻帽处理

卡车装超规格大块或冻帽时，应首先往车箱里装一些细物料，用以保护车箱。超规格大块不应该放置在物料顶部，否则卡车有可能失稳或造成洒料，这在夜间尤其危险。

假如电铲勺斗的斗齿能够挖到冻帽或大块，司机应把电铲停在与该大块成一条线的位置上，电铲履带与掌子应成 90° 角。挖掘时，应先挖松大块下的区域，而后用勺斗引导大块下落。

在勺斗够不到大块的情况下，电铲的站立位置应偏离大块的下落线，电铲履带则始终和掌子成 90° 角(图 2-3)。

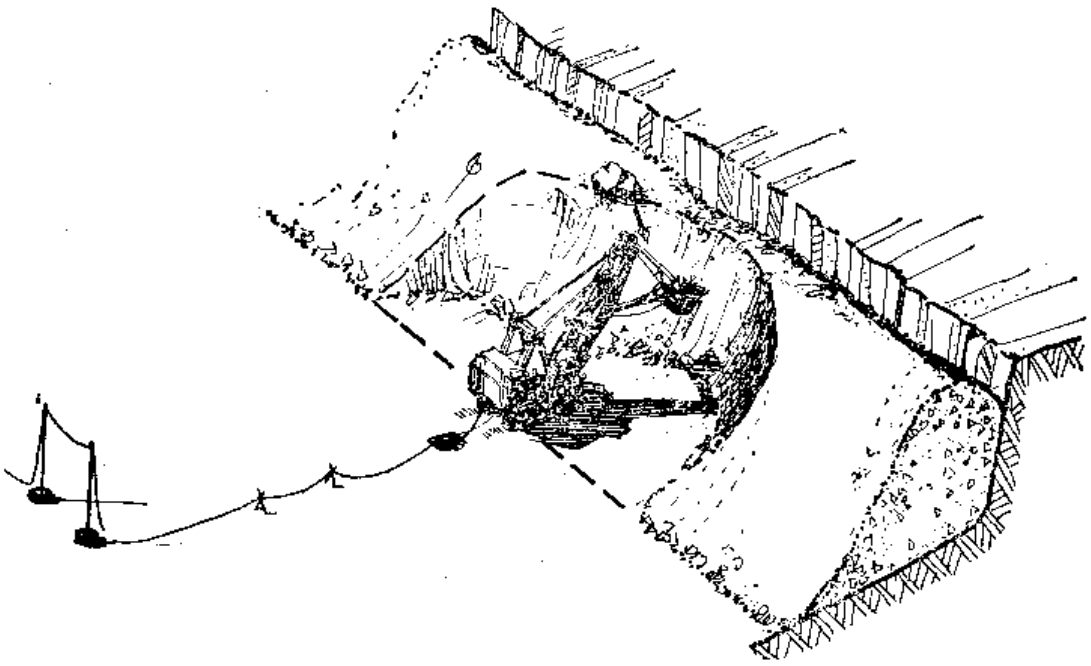


图 2-3 电铲采掘大块方法

二、采掘方法

电铲-卡车开采工艺中，电铲的采掘方法可由电铲相对于工作面的站立位置、卡车的装车位置以及卡车到电铲和离开电铲时的行走路线等特征加以区分，通常采用下述四种采掘方法。

(1) 双侧折返入换装车法；

(2) 单侧折返入换装车法；

(3) 行车道旁装车；

(4) 修正行车道旁装车。

1. 双侧折返入换装车方法

采用这种方法时，电铲履带正对着爆堆站立，电铲直对爆堆后壁进行挖掘，卡车折返进入电铲的两边装载。由于卡车就位准备装车系和电铲向另一侧卡车装载同时进行，可尽量减少电铲等装时间，最大限度地发挥电铲的效率。

双侧折返装车需在电铲两侧为卡车提供进路，故须在电铲后部架设电缆桥，电缆桥离

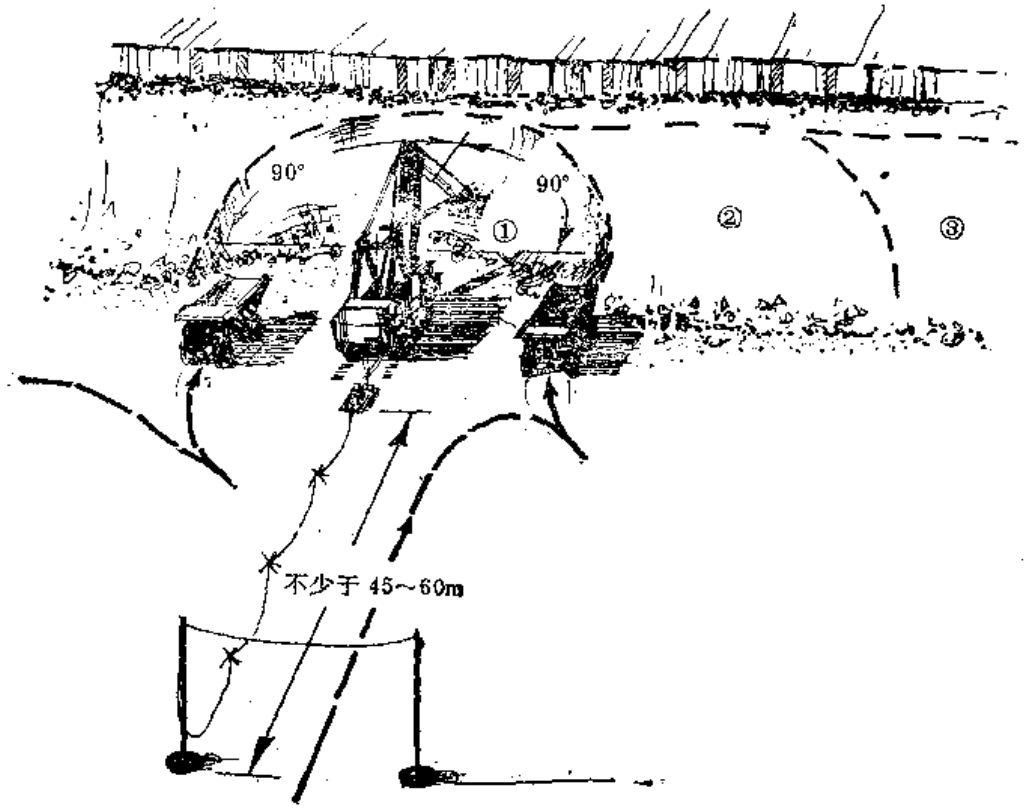


图 2-4　双侧折返装车法

①、②、③——采掘顺序

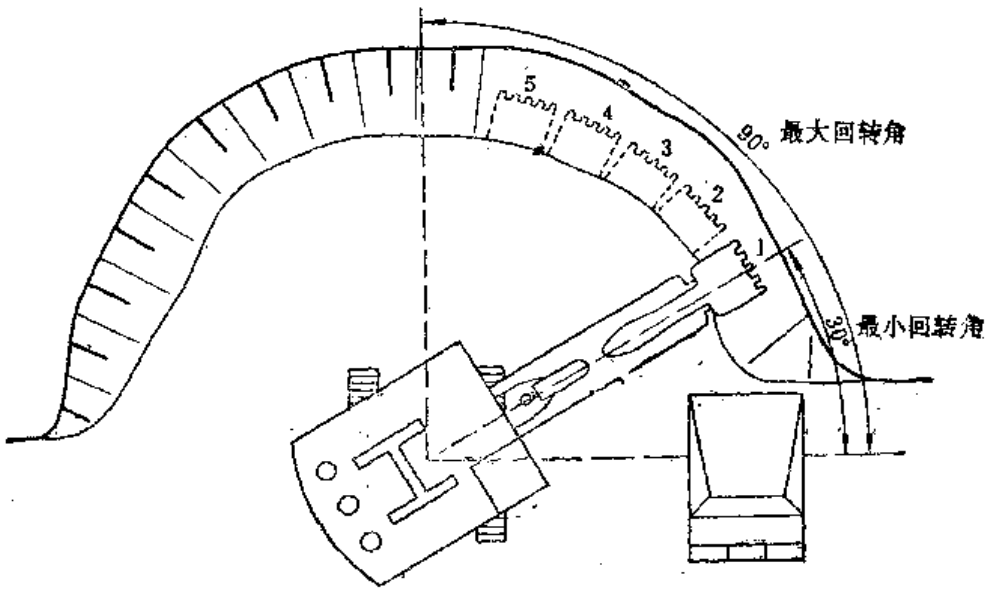


图 2-5　装载回转角

1、2……5——挖掘顺序

开电铲应超过 45～60m，使卡车进入或离开时不致于转紧弯。

图 2-4 至图 2-8 分别表示双侧折返装车时的作业方法与采掘顺序。

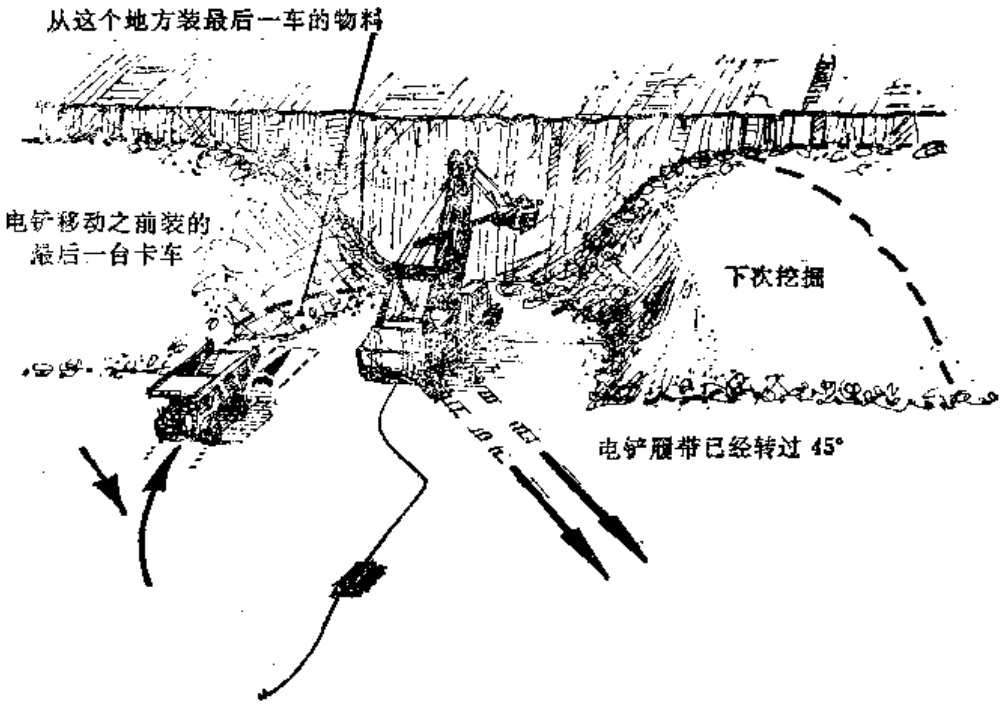


图 2-6　电铲移往下一挖掘块段前的最终位置

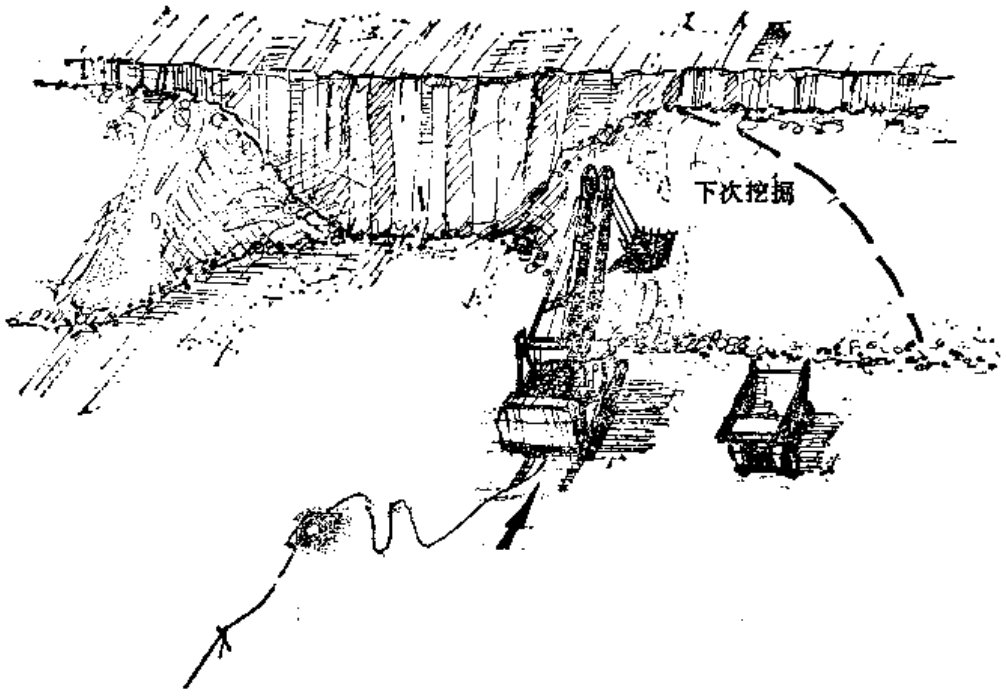


图 2-7　电铲移至下一块段时的站立位置

双侧折返时按电铲采掘方向与工作面间关系分为端工作面、斜工作面及坡面工作面。端工作面多用于大型电铲及宽爆堆作业条件。斜工作面可通过调节斜面角增加电铲作业

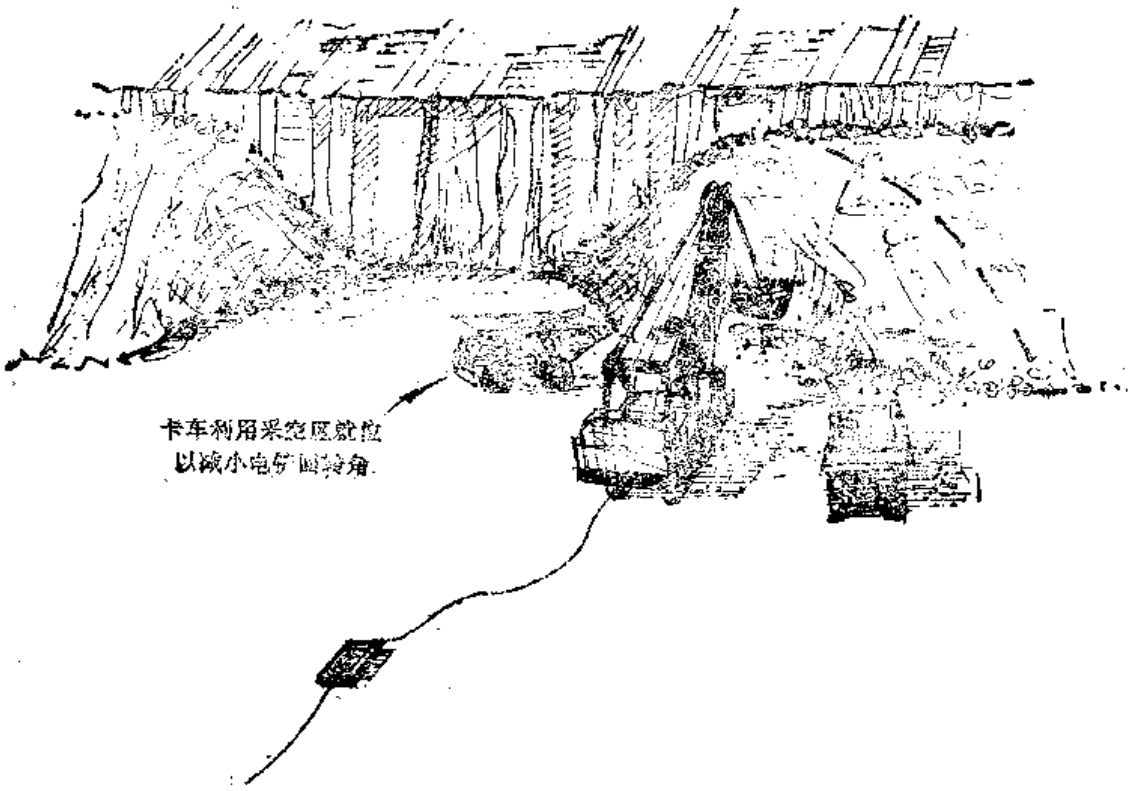


图 2-8　第二块段时装载作业情况

面宽度而实现双侧装载，故宜用于窄采宽双侧折返作业条件；另一方面，斜工作面因降低了切片厚度和增大走行量而使铲效有所下降（图 2-9）。坡面工作面则适用于场地式作业条件（图 2-4）。

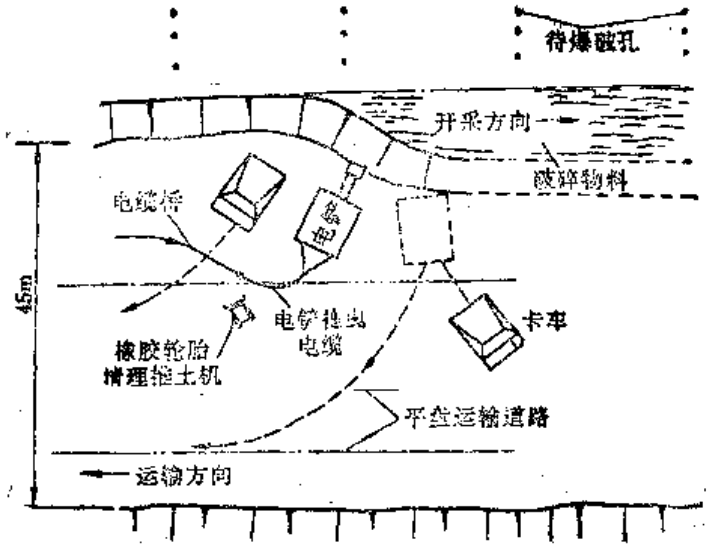


图 2-9　斜工作面双侧折返作业

双侧折返装载时爆堆的采掘顺序依具体情况而异，一般应考虑减少电铲走行量并有利于实现双侧装载，在矿石中挖掘时尚应考虑选采和品位中和要求。

图 2-10 及图 2-11 表示端工作面条件下的两种采掘顺序。前者为掏槽式，后者为顺

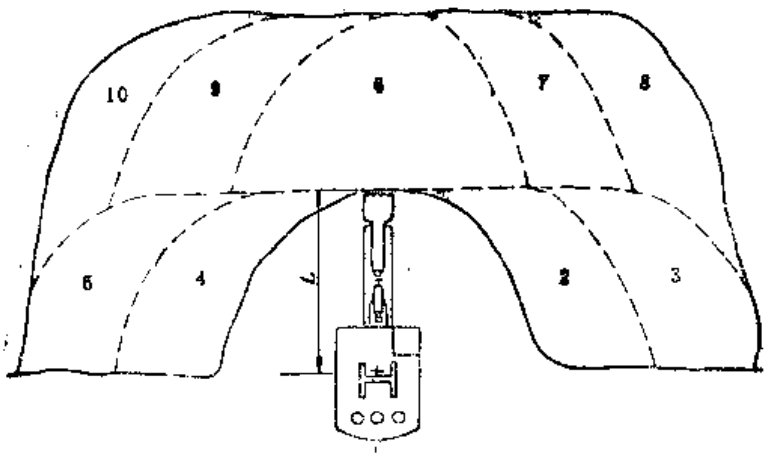


图 2-10　掏槽式采掘顺序

2,3…10——采掘顺序号；L——最大挖掘深度

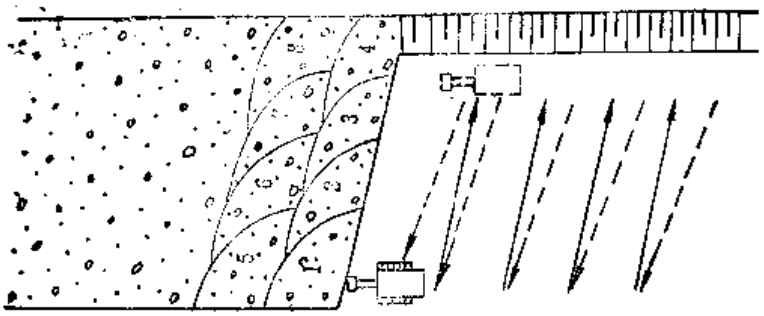


图 2-11　顺序式采掘顺序

1,2……8——采掘顺序号；实、虚线箭头为电铲采掘及调整位置时的轨迹线

序式。

图中各采掘块段的规格取决于电铲的线性规格和作业条件。一次采深(最大挖掘深度)主要取决于电铲的站立水平挖掘半径；块段宽度则取决于电铲的线性规格和自由面条件；紧靠台阶内侧坡面的块段如须实现双侧装载，其内侧空间应足以实现卡车入换。

双侧折返装载的优点是：电铲的等车时间减到最低限度，电铲总的装载回转角度小，对囊状矿体可以进行选择性开采，推土机作业不影响电铲装载等。缺点为，卡车司机须有较高的技术，以保证卡车就位；电铲司机须掌握瞎边装车；电铲不宜在矮工作面上作业；工作面须设置电缆桥等。

2.单侧折返入换装车方法

单侧折返入换装车(图 2-12) 应用于卡车入换进路或采掘面积受限的情况。

单侧折返入换装车的优点是，适于面积窄小的采掘区、卡车就位容易、不需电缆桥等；缺点是电铲因卡车入换和装车角度大而生产率较低。

3.行车道旁和修正行车道旁装车法

行车道旁和修正行车道旁装车法(图 2-13) 主要适用于电铲与铁道列车或牵引拖车配合作业条件。采用行车道旁装车时，电铲的履带方向平行于台阶工作面，爆堆坡脚和电铲外侧履带的内边缘在一条线上，列车、拖车或卡车到达装车位置不用倒车，装完车直接

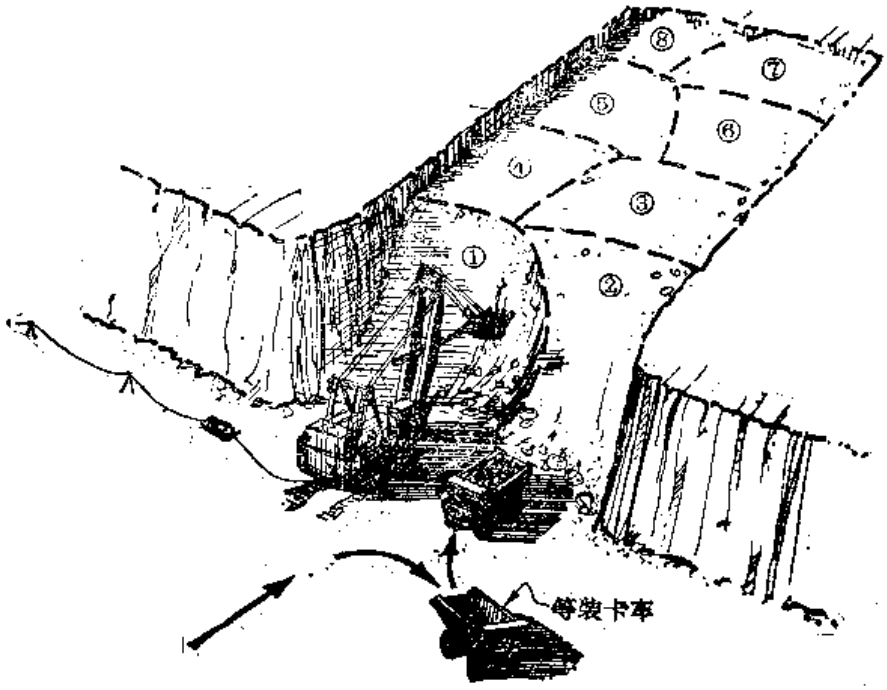


图 2-12　单侧折返入换装车

驶离电铲，再次平行于工作面行驶。由于只需最小入换面积，列车、牵引拖车采取这种定位方式是理想的。电铲采完一个采掘带后，一般让电铲在爆堆长度上空程返回，再开始新的挖掘；如不返回，则列车或卡车须在电铲的"瞎边"装车。

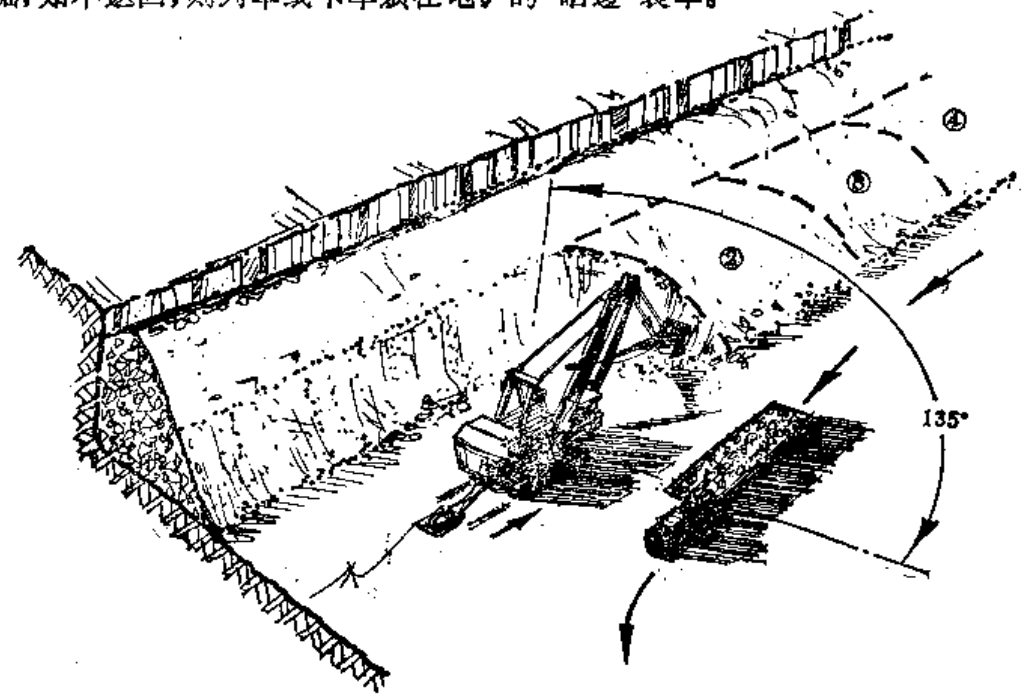


图 2-13　行车道旁装车方法

行车道旁装车方法的主要缺点是电铲回转角度大(图 2-14)，使电铲效率下降。故使用后卸式卡车与电铲配合作业时，装车方法可变为修正行车道旁装车法(图 2-15)。本法仅需较小的卡车入换时间，但使电铲的装车回转角显著减小(图 2-16)。

各种装车方法的特点及适用条件对比见表 2-2。

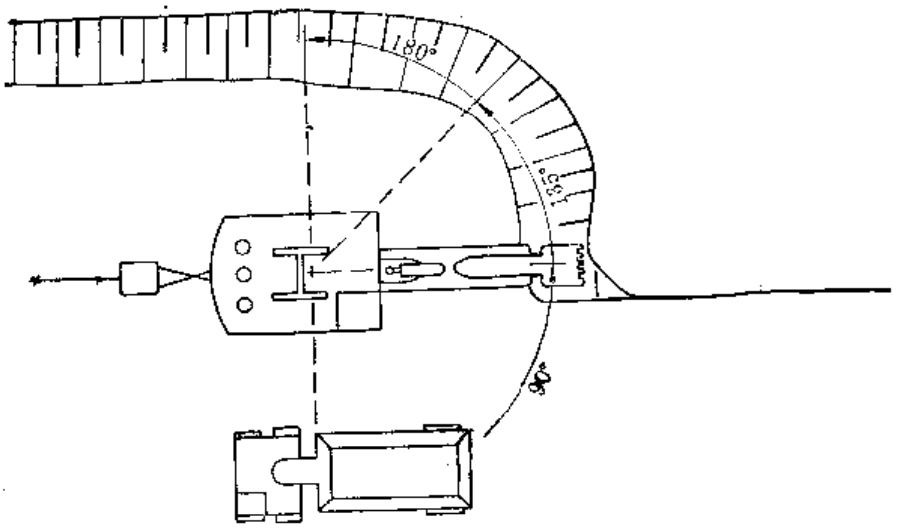


图 2-14　行车道旁装车时的回转角

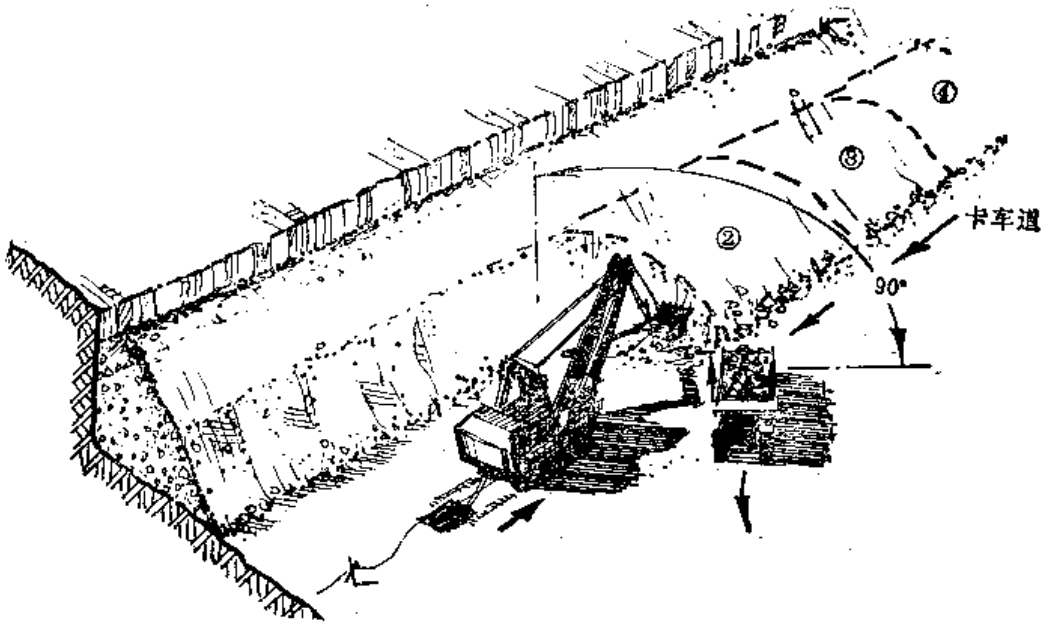


图 2-15　修正行车道旁装车法

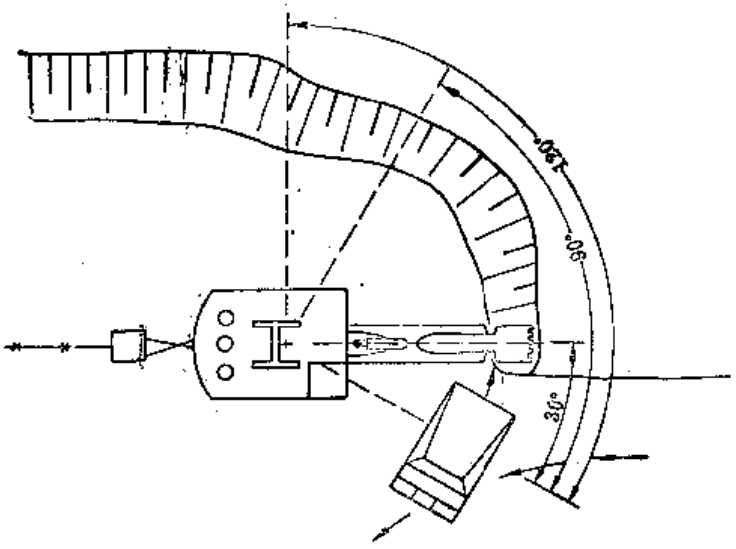


图 2-16　修正行车道旁装车时的回转角

表 2-2　装车方法综合对比

装车方法 特点和适用条件	双侧折返	单侧折返	行车道旁装车	修正行车道旁法
装车回转角度	最　小	较　大	大	小
电铲等车时间	最　小	大	较　小	较　小
对不规则工作面适应性	最　好	好	差	差
选采与控制矿石品位	好	较　好	差	差
推土机与电铲作业	无影响	影　响	影　响	影　响
卡车入换时间	大	大	小	较　小
卡车就位与电铲作业技术	高	较　低	低	较　低
走行量	大	较　大	小，但一般空程返回	同　左
须否电缆桥	要	否	否	否
要求开采面积	大	较　大	小	小
适用条件	1.使用大型采运设备； 2.技术管理水平高；	开采面积受限时	使用铁道与牵引拖车运输	使用后卸式卡车

第三节　铲、车类型匹配和数量配合

一、基本原理

在单斗铲-卡车工艺系统中，铲车匹配的合理性主要通过勺容比和车铲比体现。一般认为，在电铲-卡车系统中，电铲的选型是基础，计算表明，只要 V/E 值大于 3，则卡车规格的大小对电铲生产率的影响很小。其原因是卡车的入换时间不长，且可通过采用合理采掘方法(如双侧折返入换)把卡车的入换时间减到最低限度。经验也表明，电铲和不同规格的卡车队匹配一般均可满足其需要。如在黑岱沟露天煤矿设计中，以 WD—12 电铲和 68、100、120t 载重卡车相匹配，电铲生产率变化甚微。

在车铲数量配合上，一般执行待装原则。但由于卡车规格增大导致卡车队费用上升，故"适度欠车"原则已逐渐受到重视。

二、勺容比(V/E)

勺容比的最小值取决于技术条件。从装载矿岩块度分析，V/E 应大于或等于 3～4；从卡车车体强度考虑，V/E 值应不小于 2。

勺容比的最优值取决于车铲的最优利用。经验认为，V/E 的最佳值约为 3～5。影响 V/E 值选择的主要因素是运距和勺斗规格。

一般随运距增加，V/E 值也相应增加。其原因是，首先，随着运距增加，在卡车作业周期中装车时间比重趋于减小，增大 V/E 对电铲有利，对卡车也因相应使入换、等装比重下降而产生有利影响。其次，随卡车运距增大，采用大型卡车更为有利。图 2-17 表示各种规格的车型的运输成本与运距间的关系。随运距增加，大型卡车的单位运输成本将趋于最低。

图 2-17 中，电铲勺斗容积为 10 立方码，不同的符号分别表示不同规格车型的经济合理区。

随电铲勺斗规格加大，V/E 的合理值相应减小。其原因是，随勺斗规格增大，每一勺的装载时间趋于加大。

由于在单斗铲-卡车系统中电铲规格选择处于主导地位，我们着重讨论一下电铲规格的选择问题。

影响电铲规格选择的因素很多，主要考虑

1）露天矿矿岩生产能力、工作线年推进度与工作台阶上配铲数之间的合理匹配。

2）合理服务台数　应用规格较大的电铲，可简化系统并降低装载费用，从而改善经济效果；另一方面，服务台数将受制于配矿约束、供矿稳定性和管理水平。

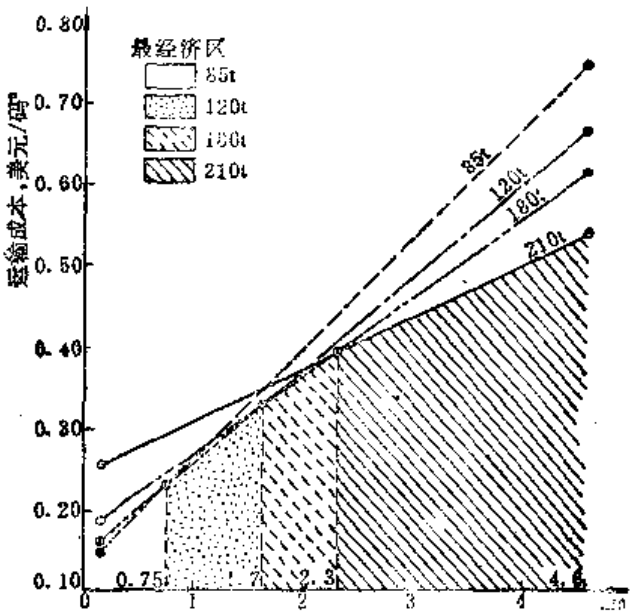


图 2-17　车速为32.2km/h时，水平运输条件下各种规格车型的运输成本与运距间的关系

为了减少矿石品位波动，大部分开采作业需要某种程度的矿内配矿。当需配矿时，一般用 2～3 台电铲在指定工作面进行作业，通过储矿场的配矿系统达到均匀混合，以满足规定的矿石品位。

此外，破碎设备和选矿厂通常要求较高的供矿稳定性。假如仅用一台电铲作业，而电铲的利用率为 80% 时，那末将有 20% 的时间停产或者相当于每年有 73 天停产；推知如用 5 台电铲作业时，全矿停产的概率几乎等于 0，实际上 3、4、5 台铲作业的累计概率是 95%，即有 95% 把握预计，在所有时间内 5 台电铲中总能保持 3 台电铲经常作业。一般三台电铲可满足配矿约束、允许卡车机动调车和保证在三班内有足够设备在计划作业面工作。故从供矿稳定性言，一般电铲台数不应少于 2～3 台。从表 2-3 将进一步看出这一点。

表 2-3　利用率为 80% 时可用电铲出动概率

作业电铲台数	机组规模				
	1	2	3	4	5
0	0.20	0.04	0.01	0.002	0.0003
1	0.80	0.32	0.09	0.028	0.0067
2		0.64	0.39	0.15	0.051
3			0.51	0.41	0.205
4				0.41	0.409
5					0.328

3）矿石和废石的种类　对于一定臂架长度的电铲，其臂架顶端应有最大额定悬挂载荷的限制。这一载荷包括勺斗里装的物料重量和勺斗本身及其附件的重量。最大悬挂载荷是由直流提升电机的平均能力限制的，其短期峰值可达 2～2.5 倍平均值。故电铲一般装备几种类型的勺斗，并根据所铲装的物料种类选用。

4）矿岩赋存条件。

5）矿岩块度。

6）投资和经营费用。

7）剥采类型的同一性。

在具有配矿要求和供矿稳定性的条件下，电铲规格可如下选择。

$$\text{所需日产量} = \frac{\text{年产量}}{\text{实际生产日数}},\ \text{t/d}$$

$$\text{所需电铲能力} = \frac{\text{所需日产量}}{\text{供、配矿可靠性要求台数}},\ \text{t/d}$$

$$\text{电铲每天工作周期数} = \frac{\text{日作业小时} \times 3600}{\text{作业周期(s)}},\ \text{次/d}$$

式中　日作业小时＝(24－固定影响)×可变影响系数

可变影响系数大小可估计如下：

最好情况	92%	(55min/h)
好的情况	83%	(50min/h)
一般情况	75%	(45min/h)
差的情况	67%	(40min/h)

$$\text{每勺斗的物料重量} = \frac{\text{电铲日能力}}{\text{工作周期数}},\ \text{t}$$

$$\text{勺斗规格} = \frac{\text{每勺斗物料量} \times K_s}{\gamma \times K_H},\ \text{m}^3$$

式中　K_s——松散系数；

K_H——满斗系数，可如下选用：

容易挖掘的物料	0.95～1.0；
中等挖掘条件	0.90～0.95；
困难挖掘条件	0.80～0.90；
非常困难挖掘条件	0.70～0.80。

γ——实方容重，t/m^3。

求出勺斗规格后，为估计最大的悬挂载荷，除每次装的物料重量外还要加上估计的勺斗自重，并据此选择电铲型号。

电铲选型的最后一步是研究其它电铲机组的规格和数量，从而选择最佳的电铲规格和机组规模方案，以便把资本投资和作业成本降到最小值。

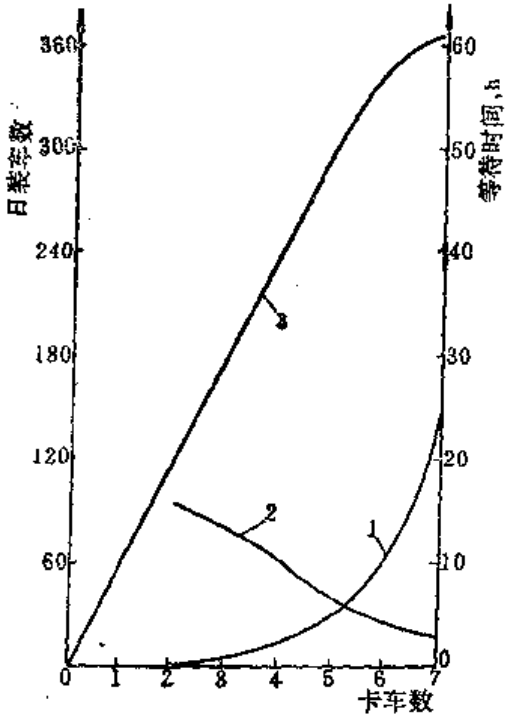


图 2-18　卡车队规模与产量、及铲、车待合关系

1—车等铲；2—铲等车；3—产量

三、车铲比

车铲比是电铲-卡车系统中最重要的匹配参数。合理的铲车配合可降低电铲欠车和卡车待装时间，改善铲车利用，从而达到整个工艺系统的优化。图 2-18 表示不同卡车队规模下的产量及铲、

车待合情况。

影响车铲比的因素有：

1）作业条件　不同的装载工作面和道路条件，要求不同的卡车队规模，以达到铲车间的良好匹配，并降低装载和运输成本。图 2-19～22 分别表示不同挖掘条件下的卡车队规模与装车数、装载和运输成本间的关系。

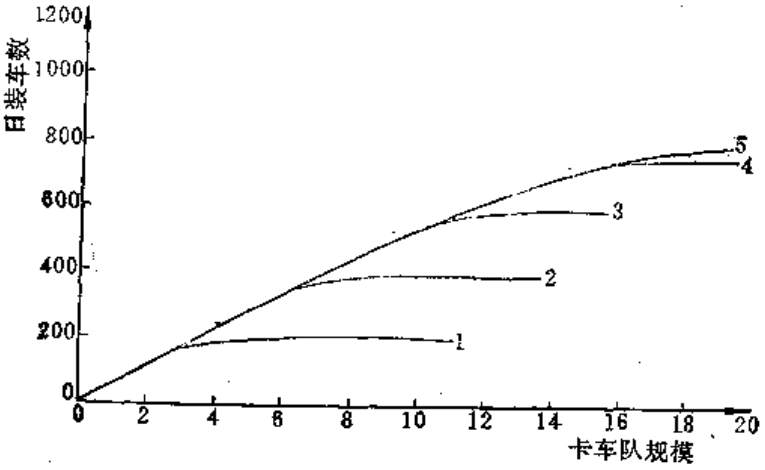


图 2-19　不良挖掘条件下卡车队规模与产量关系

1 …… 5 —电铲数量

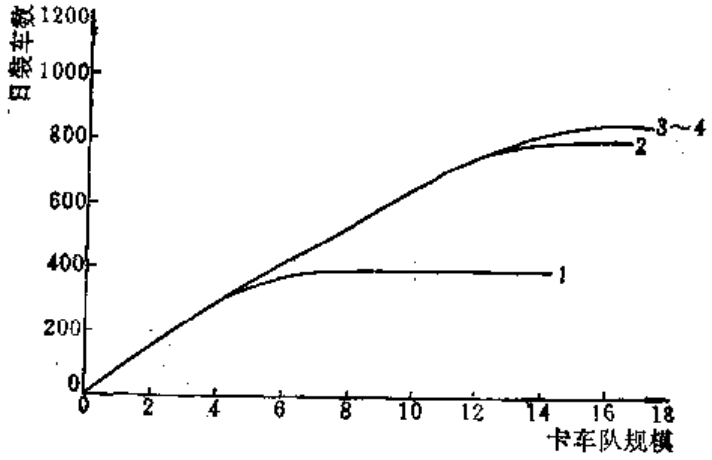


图 2-20　良好挖掘条件下卡车队规模与产量关系

1 …… 4 —电铲数量

2）运距。

3）车铲利用率。

4）系统的组织管理水平。

车铲比的确定方法较多，但均不够完善。分析计算法是较常用的方法，其匹配卡车数可按下式计算。

$$\text{匹配卡车数} = \frac{\text{卡车作业周期时间}}{\text{入换就位和装车时间}} \quad \text{或}$$

$$\text{匹配卡车数} = \frac{\text{电铲小时能力}}{\text{卡车小时能力}}$$

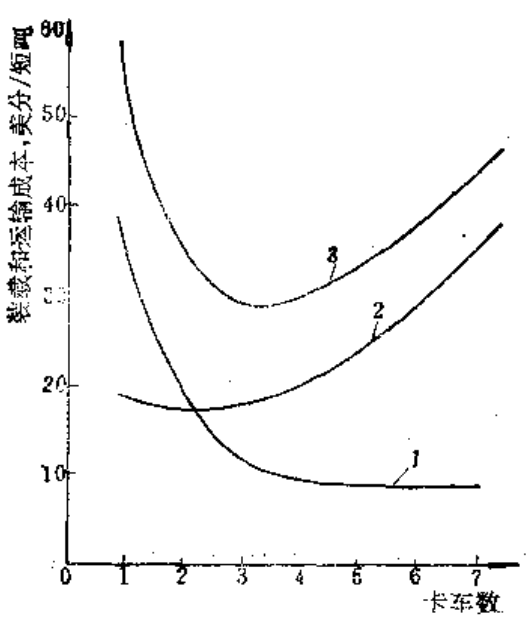


图 2-21 不良挖掘条件下卡车队规模与费用间关系

1—电铲费用；2—卡车费用；3—总费用

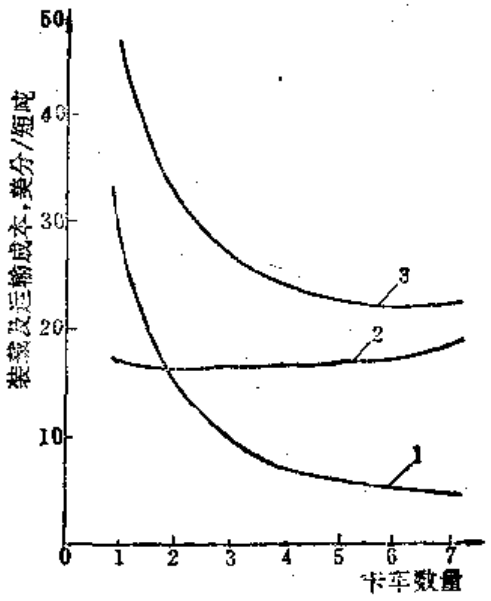


图 2-22 良好挖掘条件下卡车队规模与费用间关系

1—电铲费用；2—卡车费用；3—总费用

$$卡车队规模=\frac{Y_g\times 1.1}{卡车机械利用率}$$

式中 Y_g——车铲比，即匹配卡车数；

系数 1.1——考虑设备利用率波动等原因所导致的设备闲置。

卡车作业周期时间变化愈小，则所匹配的卡车数量更有效或者更接近于实际；反之，如装车时间、运输时间和翻车时间很不稳定，则势必造成在循环中的某些地方排队。因此，电铲的生产率比预计的要少。为了避免这一情况的发生，就要在系统中匹配上比计算结果较多的卡车，以最大限度的发挥电铲的生产率，但这将使运输车队的生产能力降低。反过来，较多的电铲配以较少的卡车，将减少电铲的生产率，但使得运输卡车的生产能力得以充分发挥。

考虑由 10 台卡车组成的卡车队，如卡车的可运用率为 70%，那末在任何一段时间可用的卡车数量即可用二项式分布法则计算。表 2-4 分别列出每种卡车车队规模下可运用的概率。

表 2-4 说明，由于作业卡车数波动，电铲和卡车的生产率也随之波动。如所需作业卡车数以 7 台计，而出动 7 台或大于 7 台的概率为 63.96%。但大于 7 台时因受限于电铲而并不能增加能力，故按分析计算法直接计算的车队规模不能保证达到要求的产量水平。为此，须在系统中配置比计算结果更多的卡车，以满足要求的产量水平。

用分析法确定车铲比虽较简易，但无法考虑不同的车铲匹配方案对欠车、等装以及装运总成本的影响。

运用计算机模拟方法可以较可靠的解决上述问题，有关模拟方法可参看有关教材。但应注意，根据特性曲线算出来的模拟运行时间中还要考虑一个系数，使之成为平均的重、空车实际运行时间。平均的实际运行时间一般可从模拟运行时间除以 0.85 求得。

表 2-4　10 台卡车可运用率为 70% 时，可利用卡车的概率

卡　车　台　数	可利用卡车的概率(%)
0	0.00
1	0.01
2	0.15
3	0.90
4	3.67
5	11.80
6	20.01
7	26.68
8	22.35
9	12.11
10	2.32

第四节　开采程序

开采程序对基建工程量的大小、矿山建设速度、矿山生产能力、生产剥采比及其变化、矿产资源的合理利用等都有重要影响。当矿田开采范围较大或矿床赋存条件较为复杂时，开采程序的选择尤为重要。不同开采工艺对开采程序影响甚大。应用卡车运输时，由于卡车作业的高度机动性，为根据矿床赋存条件选择合理开采程序提供了更大的可能性；而经过精心选择的开采程序，反过来将显著改善矿床开发的经济效益。一个露天矿的开采程序涉及诸多内容。本节将只讨论应用卡车运输条件下的工作线长度（条区宽度）、组合台阶作业以及开采程序的选择等问题。

一、工作线长度(条区宽度)确定

在单斗铲-卡车开采工艺系统中，因卡车运输的吨公里运费较高，缩短工作线长度以减少卡车运距对降低矿岩成本有重要作用。此外，工作线长度还将影响到基建工程量、生产剥采比、产量规模及投资等。

不同开采工艺对工作线长度最小值限制是不相同的。与铁道、胶带运输不同，卡车运输因其机动性强而受限较小，最短工作线长度一般仅受限于采区长度，其值为 300～400m。

以下因素对合理选择工作线长度有重要影响。

产量规模。在一定的工作线推进速度和分层矿量下，所需产量应有相应的工作线长度加以保证。故在产量规模大时，出现了用单坑(大坑)或双坑乃至多坑来满足所需产量。由于单坑集中式开采可节约投资及作业成本，即此时不一定采用合理工作线长度的双坑或多坑较之长工作线的单坑为优，其合理性应通过比较确定。

在一定的电铲规格与相应采区长度下，推进度是从技术角度影响工作线长度的主要因素。因具体条件不一，工作线推进度可有很大差异，从国内外露天矿实际资料看，其值变动于 100～1000m 间。影响推进度的因素有岩性、开采方式等。在表土和软岩中，推进度受制于卡车道路的移设和维护频度；硬岩中尚与穿爆工作和电铲的配合有关。采用雁行追踪式开采方式时，因追踪电铲间的最小间距为 400～600m，故单侧追踪时，工作线长最少为 800～1200m，双侧追踪时则为 1600～2400m 左右，而台阶上配铲数相应为 1～2 台。

从经济角度分析，由于卡车运输时吨·公里运费较高，从降低台阶上卡车运距考虑，显

然工作线长度短是有利的。从剥离量看，增加工作线长度可使端帮剥离量所占比重下降。以近水平矿床为例，其生产剥采比可以下式表示：

$$n=\frac{H}{h\cdot\gamma}+\frac{H(H+h)\operatorname{ctg}\beta}{h\cdot\gamma\cdot L},\ \mathrm{m^3/t}$$

式中 n——生产剥采比，m^3/t；

H——覆盖层厚度，m；

h——矿层厚度，m；

γ——矿石容重，t/m^3；

β——端帮边坡角，度；

L——工作线长度，m。

由上式可见，随工作线长度增加，生产剥采比值下降。

近水平矿层下，工作线长度还与条区划分方式有关。相邻条区接续开采时，可采用留沟和压帮内排方式(图 2-23)。

采用留沟方式时，剥离物仅能单侧运输，因而卡车运距显然大于可实现双侧运输的压帮方式。第Ⅰ条区留沟后，相邻的Ⅱ条区如继续采用留沟方式，剥离物的内排可有二种方式(图 2-24)：一是按绕帮方式实现内排，但显然会进一步增加卡车运距；二是通过在Ⅰ、Ⅱ条区间架设的"桥"实现运输，但在覆盖层厚时架"桥"工程量过大。

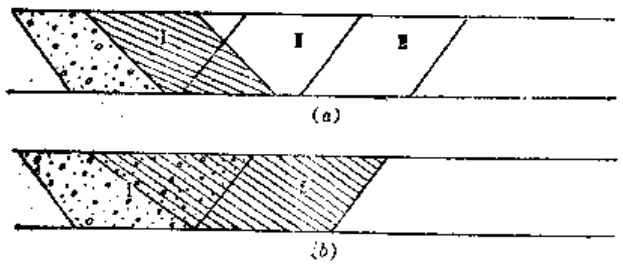


图 2-23 留沟、压帮方式示意图

a—留沟；b—压帮；Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ——条区号

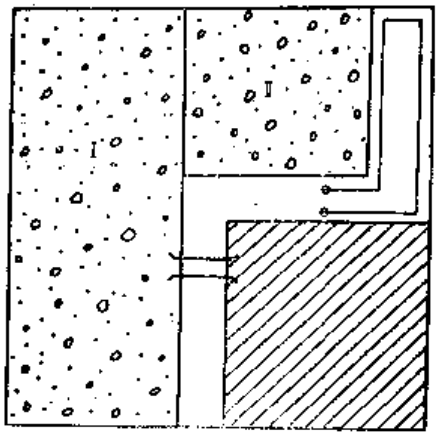


图 2-24 堆筑临时"桥"形成通路

·——·运输方向

留沟方式的另一缺点是留沟将使内排容积减少，从而增加外排量。这种情况在覆盖层厚度大时尤为严重。

因此，留沟方式一般适用于以下条件：

(1) 矿层厚而覆盖层较薄，留沟后仍可满足剥离物内排要求；

(2) 留沟拟作为矿石运输通道，以降低运输费用；

(3) 矿层埋藏深度较浅，从而有利于以架"桥"方式形成通道，实现留沟开采。

同时，与留沟方式相对应的压帮方式的优缺点和适用条件为：

(1) 可借助于双侧内排而降低卡车运距；

(2) 尽量增加内排以减少外排量；

(3) 土岩的稳定性是压帮开采能否成功应用的重要条件。因稳定性将影响到重复剥

离量的大小和新形成的松散物边帮的稳定性。后者将是后继条区实现内排时的运输通道。

从经济角度看，卡车运输费、端帮量以及重复剥离量可表达为工作线长度的函数，即 $\sum C = f(L)$（图 2-25、图 2-26）。从而可求得不同条件下的合理工作线长度值。我们曾按照黑岱沟露天矿条件探讨合理工作线长度问题，所得结果为：

双侧内排压帮开采最佳工作线长度范围——1.2～2.8km；

双侧内排压帮开采最后条区（无须重复剥离）最佳工作线长度范围——0.7～1.8km；

单侧内排留沟开采最佳工作线长度范围——0.8～1.8km；

考虑时间因素时压帮开采最佳工作线长度范围——0.8～2km。

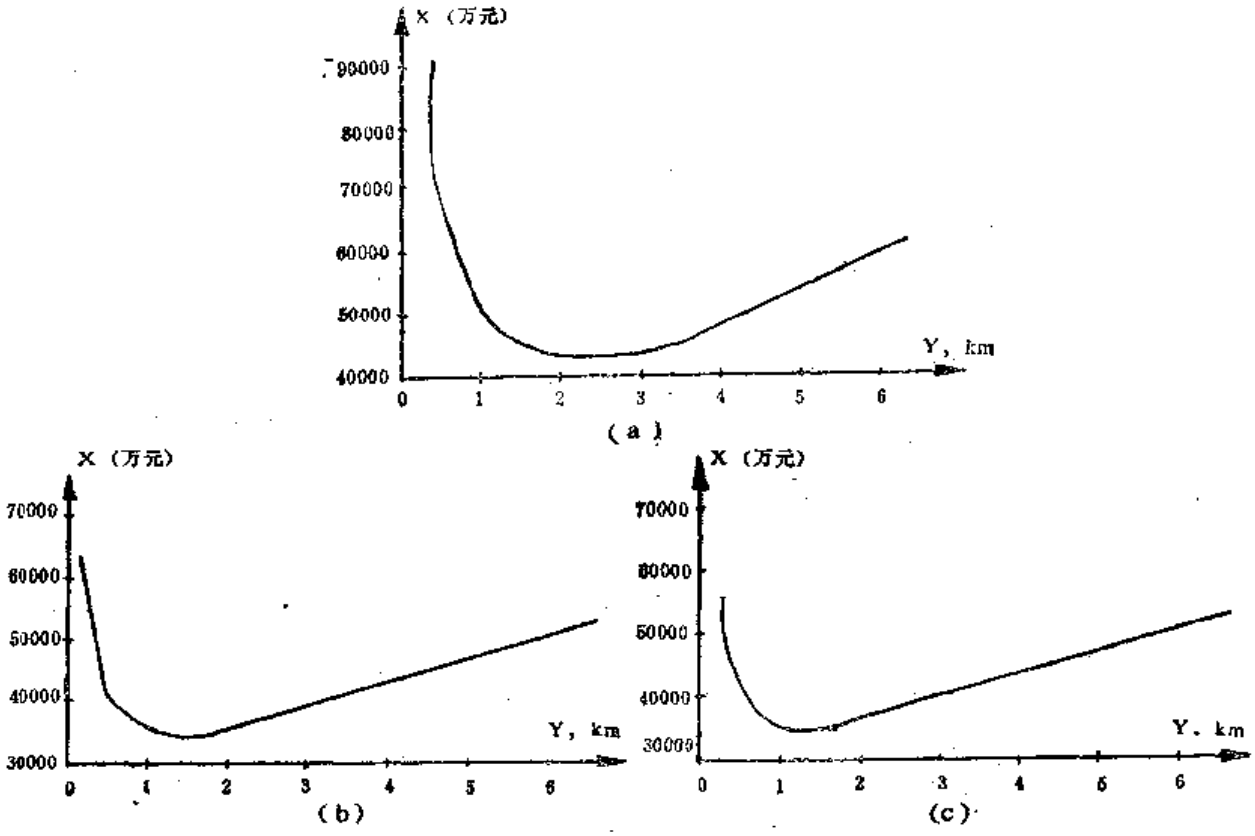


图 2-25　压帮开采时 $\sum C = f(L)$ 曲线

a—考虑重复剥离；*b*—不考虑重复剥离；*c*—考虑重复剥离及时间因素

二、组合台阶开采

在单斗铲-卡车工艺系统中，由于采用多排微差爆破和实行双侧折返装载等原因，工作平盘宽度较大。以图 2-27 配置为例，在采用斜工面配置、单向通行以及所示参数的情况下，最小工作平盘宽度为：

$$B_{min} = A + D$$
$$= 34m$$

式中　B_{min}——最小工作平盘宽度；

A——采宽，A 为 23m；

$D = b + e + k$

b——土堤宽，3.6m；

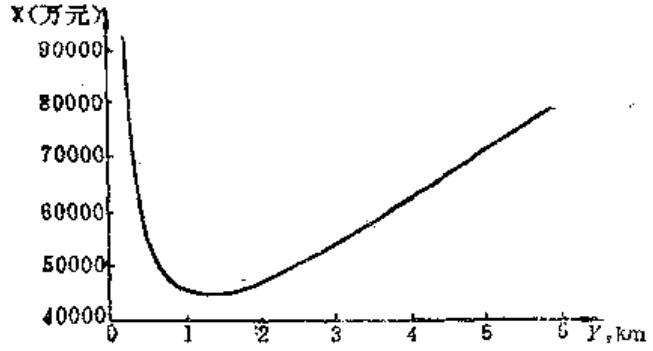


图 2-26　留沟开采时$\Sigma C=f(L)$曲线

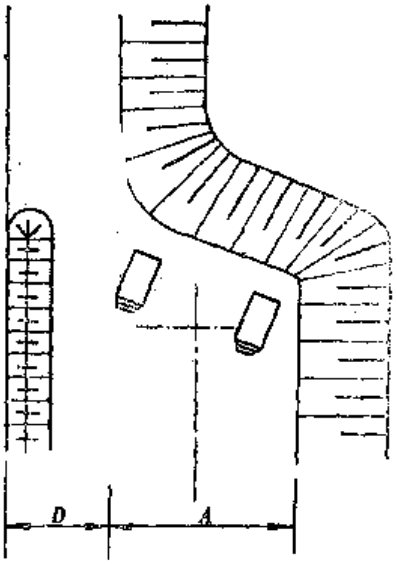


图 2-27　工作平盘宽度

c——安全间隙，2.4m；

k——车体宽，5m。

工作帮坡角约为16°，这是极限情况。

在采用卡车运输条件下，能不能加大工作帮坡角以降低初期剥采比？国内外实践认为，采用组合台阶式开采方式是较为有效的措施。

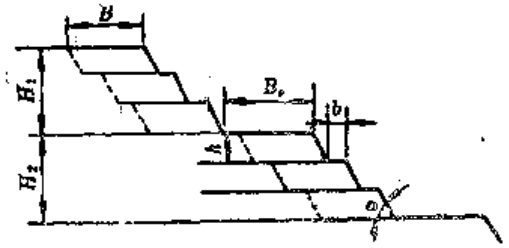


图 2-28　组合台阶构成示意图

h——台阶高度，m；B——组合台阶一次推进宽度，m；b——台阶安全平台宽度，m；B_p——组合台阶作业平台宽度，m；H_1、H_2——组合台阶高度，m；α——台阶坡面角，度

台阶间的组合有两种方式。第一种是把若干个相邻开采台阶人为地划为一组，在每一组台阶中同一时间内只设一个工作平台和只在一个台阶进行采剥作业，这一组台阶就称为组合台阶，如图2-28。

开采台阶间的临时安全平台宽度b值，可为最终边坡的安全平台宽度，也可按台阶开采时爆破物料尽量少向下部台阶滚落的原则确定。从加陡工作帮出发，b值小一些为宜，而从减少各组合台阶间的相互影响出发，b值大一些有利，需综合确定。一般b值在5～15m左右。

工作平台宽度B_p的数值，主要按采运设备作业要求确定，它是B值和b值之和。当b值确定后，组合台阶一次推进宽度B值必须满足工作平台宽度B_p的要求。

组合台阶高度H按下式确定，

$$\because \quad Q = HBL$$

$$Q = ngT$$

$$\therefore \quad H = \frac{Q}{BL} = \frac{ngT}{BL}$$

式中　H——组合台阶高度；

n——挖掘机台数；

L——扩帮带长度，m；

Q——组合台阶完成一次扩帮循环的工程量，m^3；

T——一次扩帮循环时间，a；

q——单台挖掘机的年生产能力，m^3/台 a；

B——组合台阶一次推进宽度；

$$B = vT(\mathrm{ctg}\varphi \pm \mathrm{ctg}\theta)$$

v——产量规模要求的降深速度，m/a；

φ——工作帮坡角，度；

θ——延深角，度。

扩帮循环时间T一般按1～3年考虑。同时B值尚应满足下式要求。

$$B \geqslant B_{pm} - b$$

式中 B_{pm}——按技术条件要求的最小平台宽度，m。

由上可知，影响组合台阶高度的诸参数n、q、T、B、L值都是可变的，实践中要根据具体条件对每个参数确定若干个不同值，求出几个H值，经分析比较后确定。此外，在露天矿生产的不同时期和不同地点的组合台阶高度是可变的，不能认为一经确定后就一成不变。

应用组合台阶式开采方式时，因作业面少和开采强度大，一般要求应用大型采运设备，并应注意加强生产管理、作业安全、采剥工程量分配以及运输坑线的设置问题。

组合台阶开采方式的另一形式是台阶追踪式开采（图2-29）。这种方式较多见于近水平矿层开采中。由于采用剥离物内排而导致单侧推进，当台阶推进速度要求较高时，前一布置方式便受到限制。

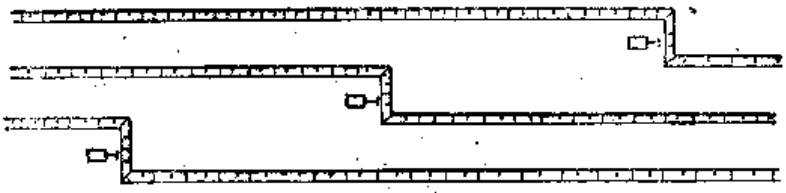


图2-29 台阶追踪式开采

采用台阶追踪式开采时，相邻台阶电铲间的距离一般不应小于400～600m，以保证必要的采掘富余量，不致因电铲临时故障或其它原因导致正常作业秩序的破坏。基于同样的理由，一般由3～4台电铲组成一组，组与组间应留富裕采宽，以减轻组间干扰。最后，改善电铲的维修工作及其可靠性也是成功应用上述开采方式的重要条件。

追踪式开采使工作帮坡角得以提高，从而减少超前剥离量，但其提高幅度一般较前一方式要少。

三、开采程序选择

在一定矿床赋存条件及开采工艺下，不同开采程序对矿山开发主要技术经济指标有重要影响，而卡车工艺的运用则为选择合理开采程序提供了广泛可能性。

以下我们通过实例说明在卡车运输条件下根据矿床赋存条件合理选择开采程序的重要意义。

煤田为一不完整向斜盆地(图 2-30)。煤田有利的赋存条件为：

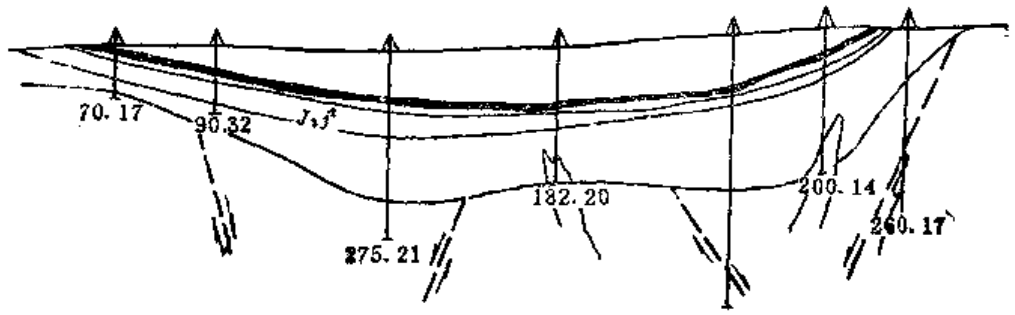


图 2-30　地质剖面图

(1) 煤层在北、东端出露良好，露头无重大风化，露头地区覆盖层薄，剥采比小(图 2-31)

(2) 煤层倾角平缓，具备增加内排量条件，以减少占地和卡车运输费用。

不利条件为：

(1) 覆盖层较厚，全区以可采煤量计剥采比达 5.47m³/t；

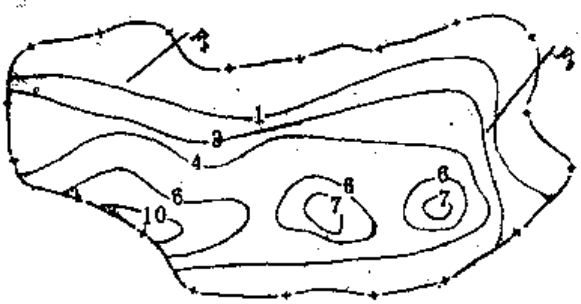


图 2-31　剥采比等值线图

(2) 北侧煤层倾角为 5°—12°，南侧为 10°—20°，给煤岩分采带来一定困难；

(3) 南部边帮主要由软岩构成，倾角一般为 20°—25°，加上承压水影响，为不稳定区；

(4) 本区地处高寒地区，严寒和雨季均对设备作业尤其是卡车作业造成影响。

方案设计建议采用在露天东部沿露头拉沟，垂直走向，工作面向西横向推进方案。该方案有以下优缺点(图 2-32)：

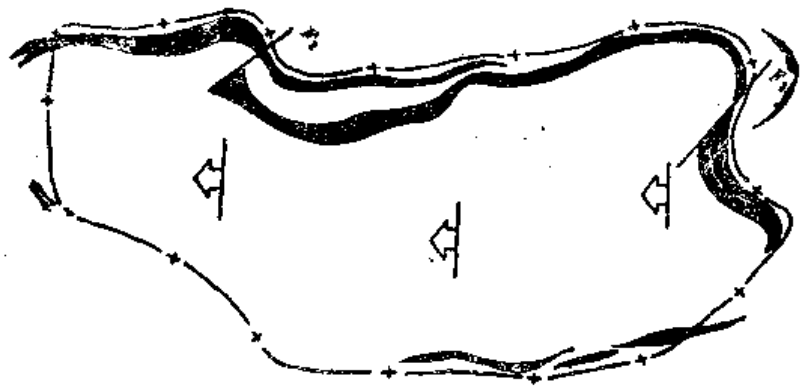


图 2-32　全区横采开采程序示意图

优点：

(1) 基建剥离量小，可缩短建设周期；

(2) 利用采空区作内部排土场，增加内排量(内排量达 9000 万 m³，占剥离总量的

60%)，并减少卡车提升高程；

(3) 可达到以平均剥采比组织生产，但剥采比达 5.2m³/t；

(4) 基本上可消除内部边帮不稳定对生产的威胁。

缺点为：

(1) 东部勘探级别较低，均为 C 级储量，且有落差为 70m 断层影响坑线布线，并需安排补充勘探工程，影响矿区建设。

(2) 离目前业已建成的工业区、生活区较远；

(3) 工作帮由东向西横向推进，煤岩分采较困难；

(4) 工作帮迎着地下水补给方向，工作面条件差，影响设备效率；

(5) 需三面包围疏干，疏干费用较高。

为此，在扩建初步设计中提出分区纵采方案(图 2-33)，整个矿区自西向东划分为 Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ三个采区。各采区工作线均平行煤层走向由北向南推进，并以各采区间剥采比搭配，实现长期以均衡剥采比生产。

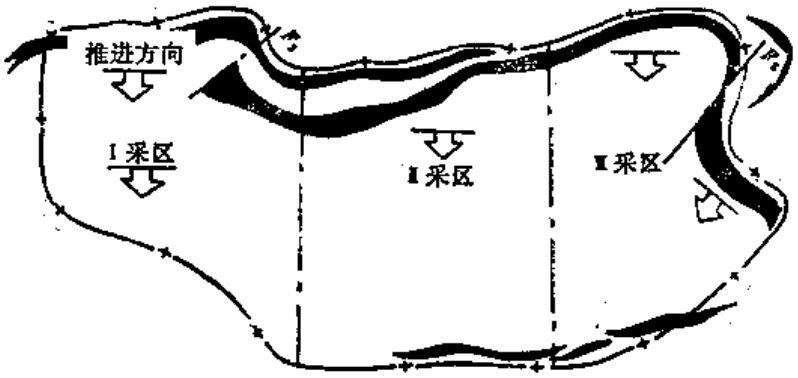


图 2-33 分区纵采开采程序示意图

本程序方案虽缓解了全区横采方案的缺点，但也存在以下较严重缺点：

(1) 由于西部煤层较薄、地势高、煤层埋藏深度较大等因素，尽管采取搭配方案，仍导致前 30 年(以年采煤量 60 万 t 计)生产剥采比高达 6m³/t；

(2) 由于寻求剥采比均衡及采区间的搭配，造成外排量过大(近 1 亿 m³)，内排量约占 30%；

(3) 在由北向南推进过程中，南部边帮的稳定问题有较大风险。

鉴于该煤田露头出露良好，覆盖层浅，结合剥采比等值线图、矿区建设现状等条件，在

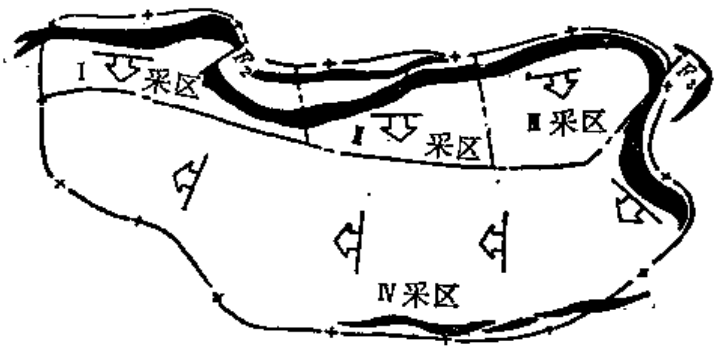


图 2-34 综合开采程序示意图

综合全区横采与分区搭配纵采两方案长处的基础上，建议采用以下的条区纵采与全区横采相结合的开采程序方案(图 2-34)。在该方案中，初步将本煤田分为Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ四个区，并依此进行开采。

综合开采程序的优点为：

(1) 依产量规模不同，在 15—20 年间，可将生产剥采比控制在3.5m³/t 左右，显著改善前期的经济效益；

(2) 内排量可增至 70% 左右，仅Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ等三个条区的剥离量外排，内排与复垦结合后，可形成耕地；

(3) 由于降低了生产剥采比和实现了近距排土，可相应降低设备投资，从而可在不增或略增投资的基础上，将产量由 60 万 t/a 增至 90 万 t/a，进一步改善矿山的效益；

(4) 由于Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ各条区的采深在 40m 左右，加上岩性较好不易产生边帮稳定问题。Ⅳ条区改为由东向西推进，加上采用内部排土，同样使边帮稳定的风险减至最小；

(5) 基于目前的建设现状，上述方案不会影响施工和建设；

(6) 西部境界外尚有 300 多万 t 煤，如按分区纵采方案，因剥采比高，前期将难以用露天方式采出。在采用本开采程序后，由于其开采期推至露天后期，加之采用内排方案，预计这部分煤将完全可用露天方式采出。

这样，如以扩建初步设计中的指标为基础，各开采程序方案的主要技术经济指标如表 2-5 所示。

表 2-5　不同开采程序方案的主要技术经济指标

指标 \ 方案	全区横采	分区纵采	综合开采程序
设计能力，万 t	60	60	60
境界内煤量，万 t	2721.6	2721.6	2721.6
剥离量，万 m³	14887.1	14887.1	14887.1
平均剥采比，m³/t	5.47	5.47	5.47
生产剥采比，m³/t			
一期	5.2	6	3.5
二期	6.06	4.2	7.02
基建工程量，万 m³	98.2	150	150
总投资，万元	3076.85	3196.85	2616
%	96	100	81.8
吨煤投资，元/t	102.6	106.6	87.2
达产时吨煤成本，元/t	23.5	25.02	16.27
%	90	100	65
前期(19年净利差，万元)	3192	0	9975

第五节　电铲、卡车的作业成本

电铲、卡车的作业成本是电铲-卡车工艺系统的一个主要指标，影响电铲、卡车作业成本的因素很多，本节将讨论国内外一些有代表性的电铲与卡车的作业和维修费用。

表 2-6 为 4.6m³ 到 15.3m³ 斗容电铲的费用分析，同时用美元/运行小时和美元/吨物料两种方法表示，这些费用都是基于硬岩采掘条件的。

电铲的作业费用一般随着岩石强度降低而降低。为便于比较起见，图 2-35 和图2-36 分别表示在铁矿和煤矿条件下电铲斗容与作业和维修小时费用关系。

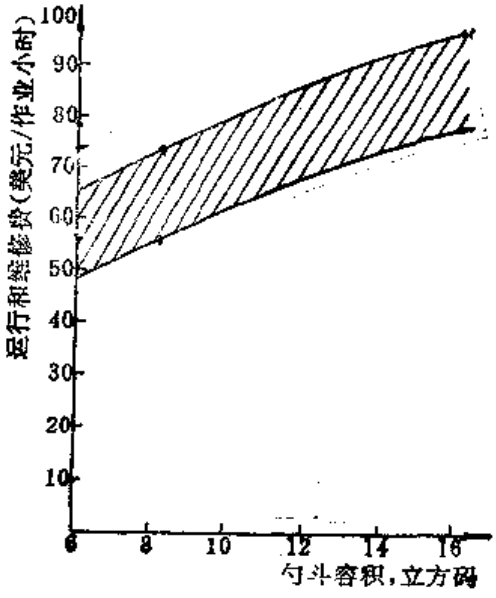


图 2-35　铁矿中电铲作业成本与勺斗斗容关系

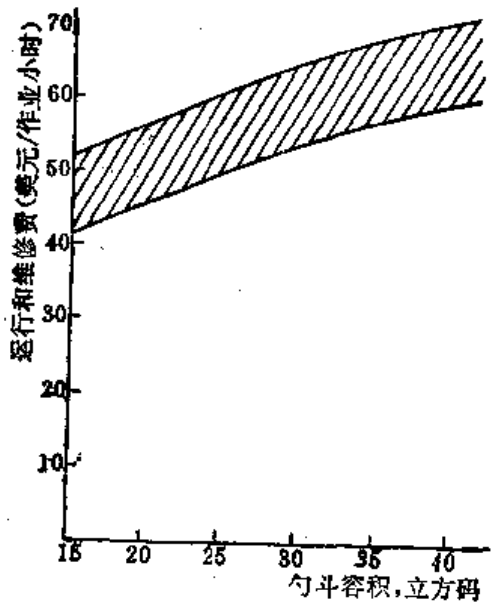


图 2-36　煤矿装载电铲作业成本与勺斗斗容间的关系

表及图均说明，随勺斗斗容增加，单位矿岩的装载费用下降。卡车运输的经营费可按下式计算：

$$S=\frac{\frac{L}{\beta}\left(S_1+\frac{S_2}{vK_2}\right)+\frac{S_2T_0}{K_2}}{LQ_{效}},\ 元/t-km$$

式中　L——运输距离，km；

β——行程利用系数，一般取 0.5；

S_1——依汽车总行驶里程而变动的费用之总和，包括燃料、轮胎、折旧、大修、维修等费用，元/km；

S_2——与汽车总行驶里程无关的费用，包括工资、车间管理费、养路费等，元/h；

v——平均运行速度，km/h；

K_2——班工作时间利用系数；

T_0——除走行时间以外的一个周转行程内的时间总和，包括装车、卸车、调头及停留等，h；

$Q_{效}$——汽车有效载重量，t，

表 2-6　以每小时美元数及每吨美分数计的电铲作业成本分析

电铲规格，m^3	4.6		7.6		9.2		12.2		15.3	
卡车载重，t	45.3		77.1		90.7		136.1		163.3	
	美元/h	美分/t	美元/h	美分/t	美元/h	美分/t	美元/h	美分/t	美元/h	美分/t
作业人员	18.00	3.31	18.00	1.98	18.00	1.59	18.00	0.99	18.00	0.74
润滑和动力	15.75	2.90	21.75	2.39	25.38	2.24	30.90	1.71	37.80	1.55
斗齿、连接装置钢绳、机械零件	18.00	3.31	22.19	2.44	23.87	2.12	26.75	1.47	33.85	1.39
供　电	1.12	0.21	1.35	0.15	1.43	0.12	1.50	0.09	1.86	0.08
机械维修人员	7.48	1.37	10.25	1.14	11.25	0.99	12.63	0.69	13.47	0.71
电气维修人员	1.82	0.33	2.18	0.24	2.18	0.19	2.63	0.14	3.02	0.12
总　计	62.17	11.43	75.72	8.34	82.11	7.25	92.41	5.09	109.00	4.59

我国采用汽车运输的南芬矿的指标见表 2-7。

表 2-7　南芬露天矿 WABCO-120C 汽车运输主要指标

年 / 指标		77	78	79	80	81
运输成本	元/t-km	0.187	0.28	0.23	0.31	0.32

表 2-8 表示 108t 和 45.3t 卡车的费用分析。

表 2-8　卡车作业成本的分析比较

卡车规格，t	108			45.3		
	美元/h	美分/t-km	成本 %	美元/h	美分/t-km	成本 %
轮　胎	15.50	5.02	30.87	9.00	6.57	23.92
轴阀和轴承	1.48	0.48	2.95	1.85	1.36	4.92
减速器	1.03	0.34	2.05	1.32	0.96	3.51
发动机	3.10	1.01	6.17	2.58	1.88	6.86
其它部件（包括电气配件）	7.44	2.41	14.82	4.73	3.45	12.58
燃　料	5.50	1.78	10.95	3.47	2.53	9.69
作业人员	10.00	3.24	19.92	9.50	6.94	25.26
维修人员	6.16	2.00	12.27	5.16	3.77	13.26
合　计	50.21	16.28	100.00	37.61	27.46	100.00

图 2-37 表示在铁矿、铜矿、石棉矿上使用的卡车的作业和维修费用的范围。如把这些费用换算成每吨英里的费用范围，则如图 2-38 所示。

卡车的运营费可按下式表达：

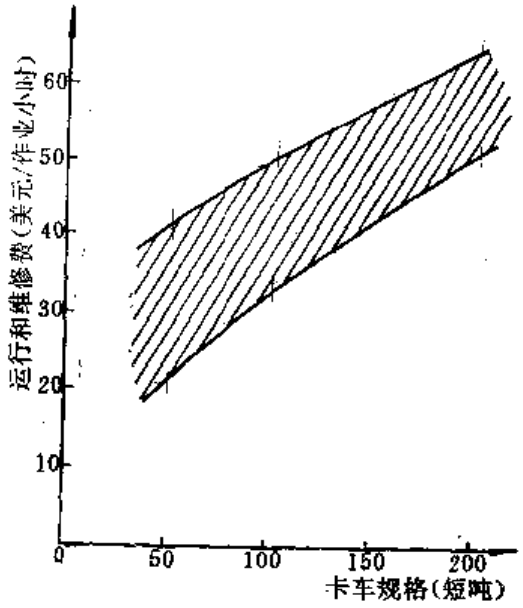


图 2-37　卡车每小时的作业成本范围

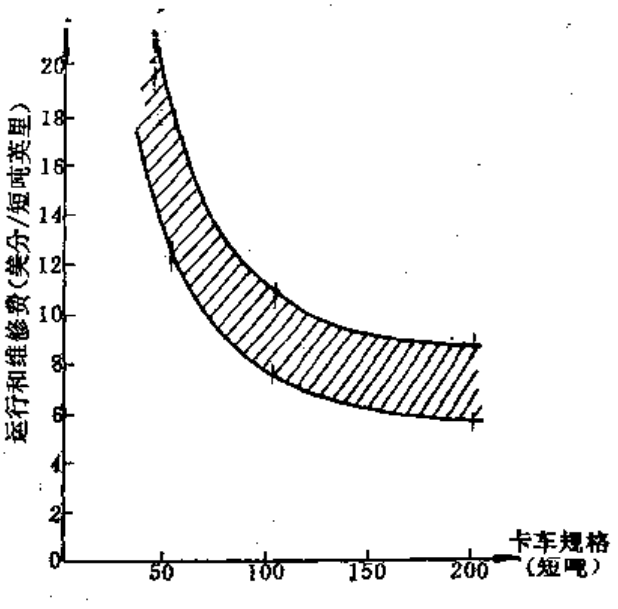


图 2-38　每短吨英里卡车作业成本与卡车规格的关系(道路坡度 7～10%)

$$C_{台} = C_{折旧} + C_{工资} + C_{修理} + C_{材料} + C_{动力} + C_{养路}$$

其中 $C_{折旧}$ 和 $C_{工资}$ 大致可看做不随运距改变的不变费用，余四项则随运距改变而变动。故年运营费的计算通式可写成随运距改变的函数式：

$$C_{台} = \sum C + K_e \sum B$$

式中　$\sum C = C_{折旧} + C_{工资}$；

$\sum B = C_{修理} + C_{材料} + C_{动力} + C_{养路}$；

K_e——费用随运距改变的系数。

沈阳煤矿设计研究院崔泽民工程师曾对上述关系作过较深入研究，根据设计资料统计和部分露天矿实际资料分析，所得结果如表 2-9 所示。

表 2-9　台年能力、运输费用与运距关系式

项目 / 设备名称	A 万 m³/台 a	$C_{台}$ 万元/台 a	$C_{运}$ 元/m³	K_e
75B,68t	$\frac{165}{2.62+2L}$	$\frac{65.7+98.94L}{2.62+2L}$	$0.4+0.6L$	$\frac{1.31+2.66L}{2.62+2L}$
LN-392,68t	$\frac{165}{2.62+2L}$	$\frac{59.4+92.82L}{2.62+2L}$	$0.36+0.56L$	$\frac{1.31+2.66L}{2.62+2L}$
贝拉斯 27t	$\frac{63}{2.56+2L}$	$\frac{25.68+39.87L}{2.56+2L}$	$0.41+0.63L$	$\frac{1.28+2.64L}{2.56+2L}$
SF-3100,100t	$\frac{228}{2.91+2L}$	$\frac{97.26+139.81L}{2.91+2L}$	$0.43+0.61L$	$\frac{1.46+2.73L}{2.91+2L}$
120C,108t	$\frac{251}{2.91+2L}$	$\frac{130.74+184.63L}{2.91+2L}$	$0.52+0.74L$	$\frac{1.46+2.73L}{2.91+2L}$
170CW,154t	$\frac{368}{3.27+2L}$	$\frac{178.43+233.26L}{3.27+2L}$	$0.48+0.63L$	$\frac{1.64+2.82L}{3.27+2L}$

第六节　道路的通过能力

我国拟开发的几个采用卡车运输的特大型露天煤矿，因剥采比较高，煤岩的年运输量和系统中作业卡车数都很大。例如，黑岱沟露天煤矿原设计年产毛煤3500万t，卡车数达190余台；霍林河煤矿原设计年产原煤2000万t，卡车数量为136台，尽管经过分流，主要运输干线和交叉口处的来车间隔时间仍在26～32秒左右。

在上述情况下，为了改善运输系统的效能及其经济性，需要对设计或现有运输系统作出定量估计，阐明所研究运输系统的通过能力能否满足要求，系统中是否会出现堵塞，运输系统的改善方向等问题。

在对运输系统进行一定简化的情况下，利用计算机模拟可以反映系统内作业随机性的特点并获得定量指标。

美国宾州大学的Manula和Ramani教授研制了"露天矿卡车运输模拟"模型。

宾州大学的模型适用于单出口汽车运输系统。系统结构如图2-39。

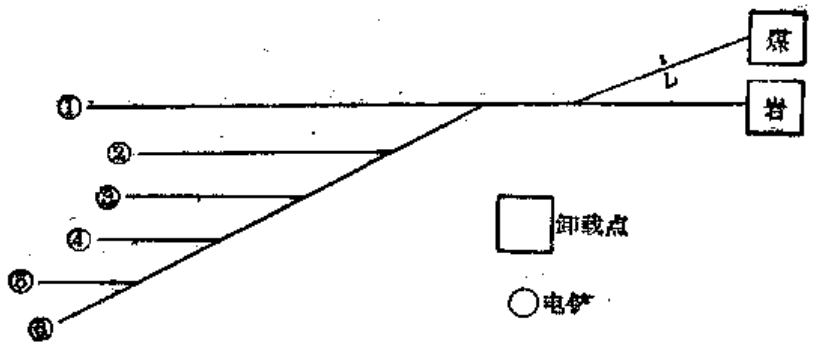


图2-39　系统结构

i—路段坡度；*L*—路段长度

模型采用事件步长法进行模拟。继输入原始资料及确定系统动态后，在每个工作班开始时，先将停留在每台电铲附近的汽车逐一装载，然后，选取最近事件依次处理。可能发生的最近事件主要有以下三种：

(1) 汽车到达某台电铲，开始装载或装载完毕；

(2) 汽车驶离某线路区段并进入下一线路区段；

(3) 汽车到达某卸载点，开始卸载完毕。

对应于以上三种情况，相应地设立装车、卸车和运输三个子程序。

为了研究交叉口处的车流状态，在此模型中增加交叉口子程序。交叉口的结构如图2-40。

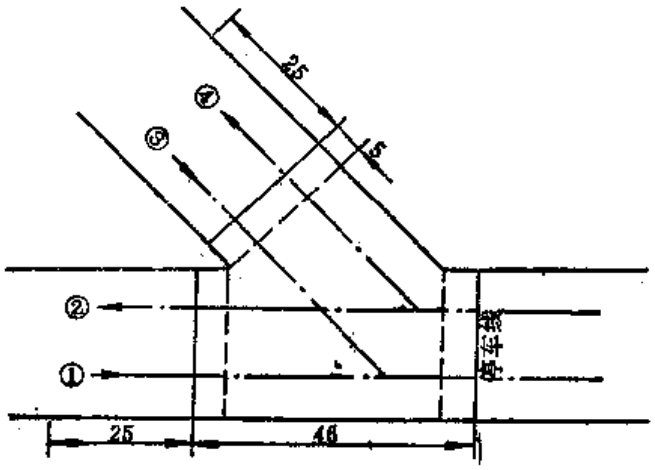


图2-40　交叉口结构

汽车进入交叉口状态后，首先判断来车进路，若去往④号进路，则直接通过交叉口。若去往②号进路，需判断③号进路的前一辆车是否已经通过交叉口，若已经通过，则此车通

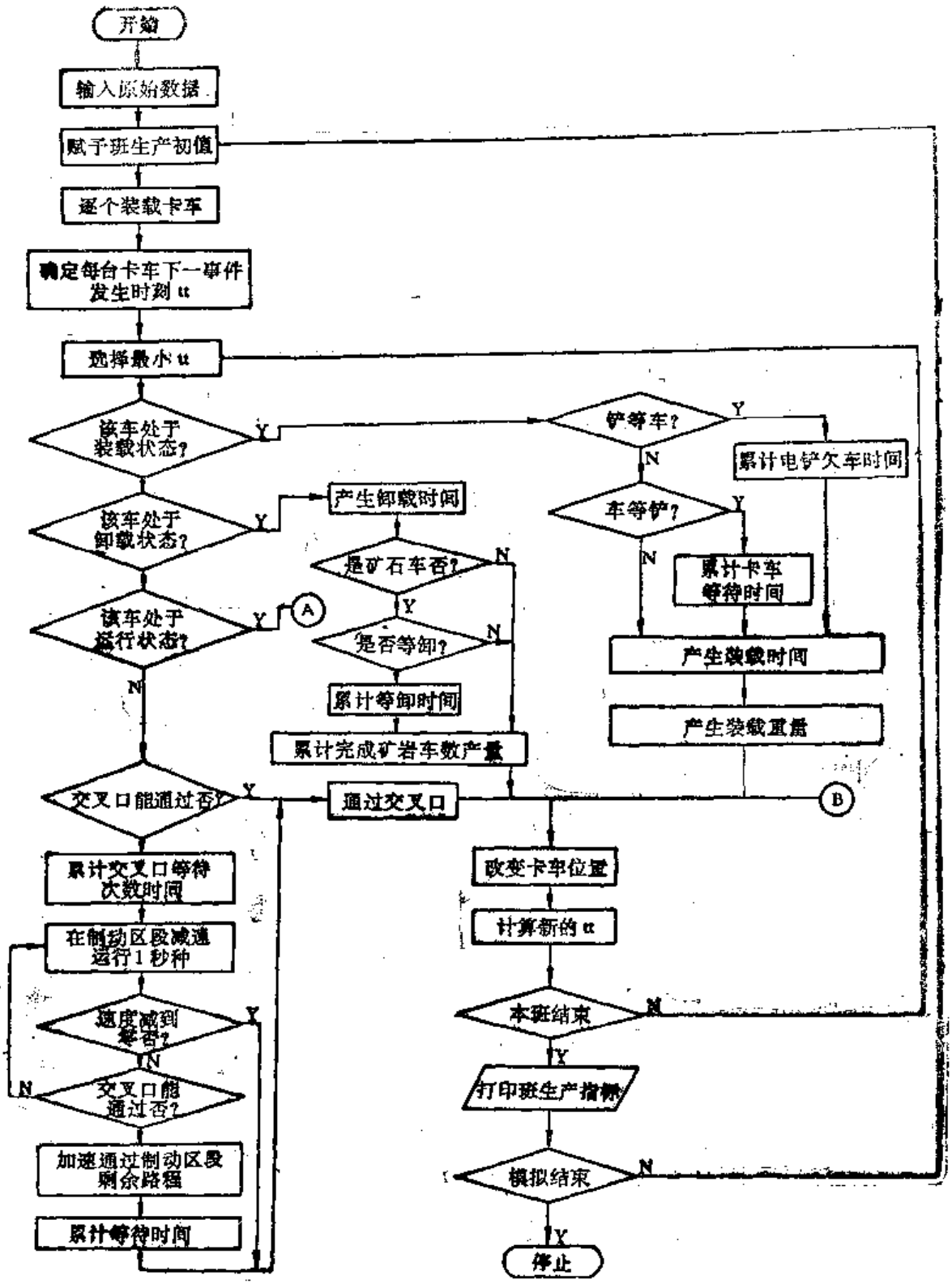


图 2-41　模拟程序框图

过交叉口；若未通过，令卡车在交叉口前25米长的路段上，以最大减速度并以 1 秒时间步长减速运行，运行一个步长后即看一下交叉口是否已解锁，若解锁，则通过交叉口，若未解锁，继续减速运行，如速度减到零后仍未解锁，则在交叉口前等待，并累计等待次数和时间。若汽车来自①、③号进路，则判断有关敌对进路的前一辆车是否已经通过交叉口，其

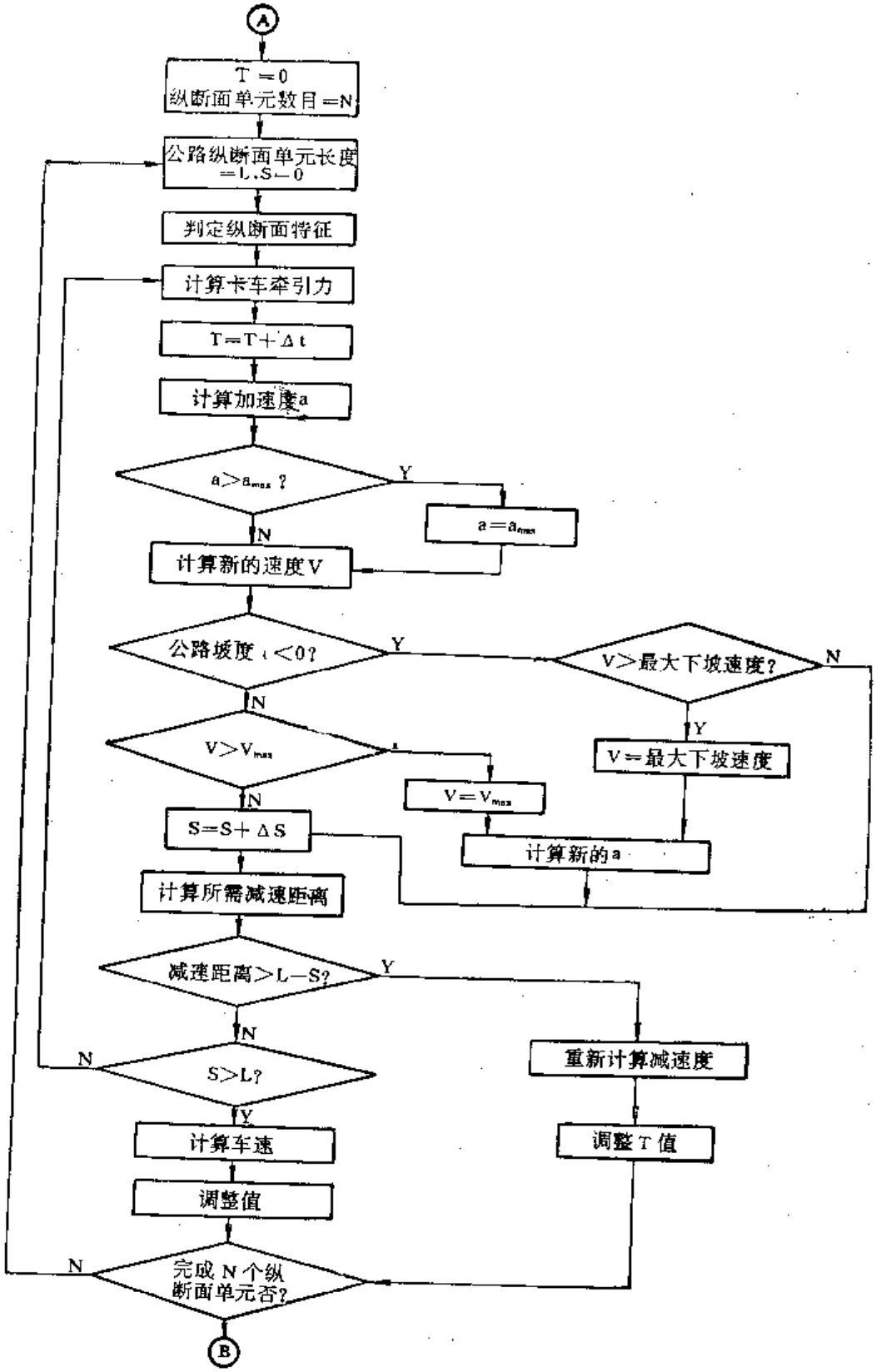


图 2-42　运行子程序框图

后的处理方法与上相同。

模拟程序框图如图 2-41、2-42 所示。

以黑岱沟露天煤矿运输系统为例检验模型效能。

黑岱沟煤矿剥离和采煤采用P&H 2800电铲，运输采用170-C卡车。年产毛煤3500万t，剥离土岩约1亿m^3。

初期土岩由卡车外排，约2年后实现双侧内排。煤由卡车运至坑边破碎站，破碎后再

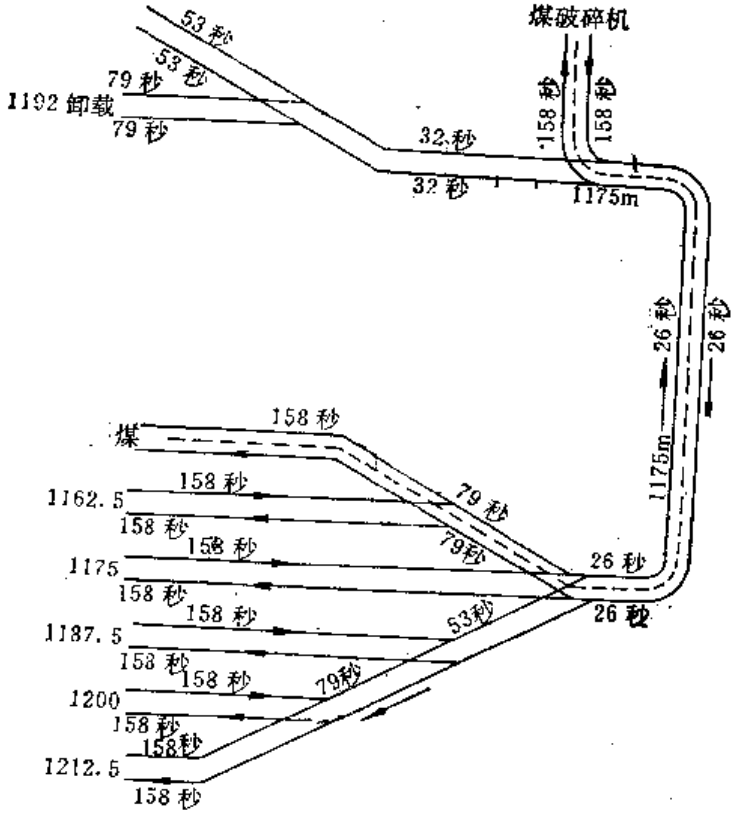


图 2-43　运输情况示意图(第9年)

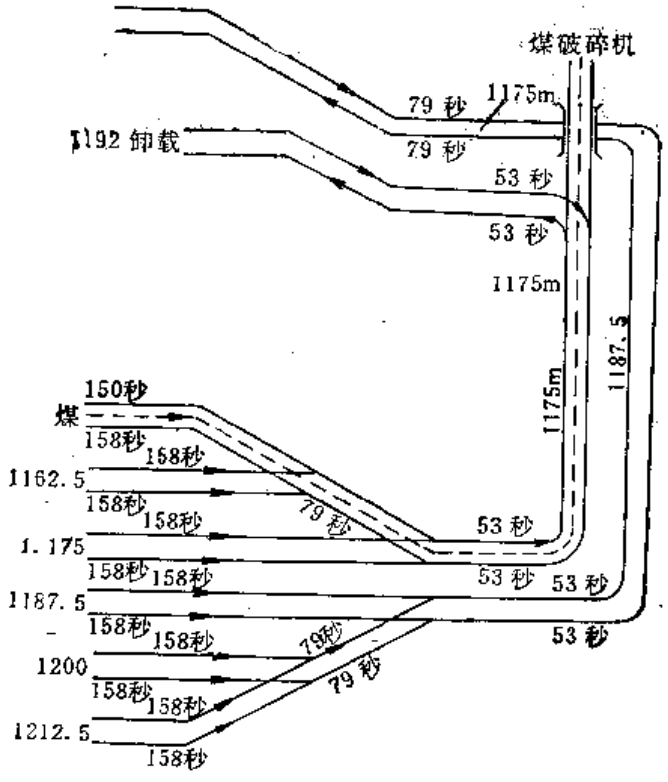


图 2-44　疏解车流方案

由胶带运至选煤厂。

设计指出，运输交叉最严重的是7～12年矿坑东南侧的运输通道(图2-43)。此时，1212.5、1200、1187.5、1162.5水平剥离的岩石均需经1175水平的运输通道。加上矿坑东南部采出的煤需要卡车从坑底运到1175水平的坑边破碎机，故在1175水平汇集了来自6台电铲的卡车，交叉口处的来车间隔为26秒，车流干扰相当严重。设计提出了车流疏解方案(图2-44)。交叉口处的来车间隔时间增至53秒。设计参照美国西部露天矿的经验认为疏解后的方案是可行的，但无定量估计。

利用经过改进的运输系统模拟模型，对疏解方案进行了模拟计算。在输入各项数据后，在MC—6800微型机上共模拟了4个班，可输出各卡车在交叉口的等待次数和时间、各电铲的欠车时间、各卡车装车数和平均运行时间、班煤产量和剥离量、班电铲总欠车时间、班卡车总等卸时间、班卡车在交叉口总等待时间等指标。

对模拟结果进行整理，各交叉口处的卡车等待情况如表2-10、表2-11。

表2-10　各交叉口处的等待次数和等待率

电铲号	电铲总装车数	交叉口序号	在交叉口等待总次数	等待率%
1	436	1	60	6.88
		2	65	7.45
		3	139	15.94
2	418	1	92	11.00
		2	86	10.29
		3	71	8.49
3	562	1	/	/
		2	167	14.86
		3	69	6.14

表2-11　各交叉口处的累计等待次数和等待率

交叉口序号	交叉口总通过次数	交叉口合计等待次数	等待率%
1	1708	152	8.90
2	2832	318	11.23
3	2832	279	9.85

从表2-10及表2-11结果看出，各交叉口处的等待率在8.9～11.23%间，对车流有一定干扰，但可以认为建议的车流疏解方案是可行的。

模型同样计算了在交叉口处的等待时间，卡车在1、2、3号交叉口处的合计等待时间相应为18.7、36.3、31.7分，卡车平均等待时间为0.12、0.11、0.11分。从等待时间上看，疏解后的方案对卡车运行周期影响较小。

交叉口处的待合率主要和车流到达交叉口处的均衡性有关，从本模型看，车流到达交叉口的不均衡系数主要与装载时间及装载重量的波动有关。为此，将装载时间和装载重量的方差予以变动，并再次进行模拟。模拟结果如表2-12。

由于装载重量变动对运行速度影响较小，故装载时间波动的影响远大于装载重量的

波动。从表 2-12 结果看出，模拟次序 2 与 1 相比，在煤岩电铲装车时间均值为 2.7 分时，如装载时间方差下降 26%，相应装载时间变动为 3～5%，而交叉口处的等待率降低达59～67%。可见，保持作业的稳定性和加强调度管理对于改善车流在交叉口处的等待至关重要。

表 2-12 模 拟 结 果 对 比

模拟序号	模拟中采用值			等待率，%		
	煤电铲装车时间方差（min）	岩电铲装车时间方差（min）	装载重量方差（t）	交叉口 1	交叉口 2	交叉口 3
1	0.45	0.48	12.32	8.90	11.32	9.83
2	0.36	0.36	5.44	3.1	4.6	3.

上述模拟模型是针对整个系统建立的，较为庞大；如仅用于分析交叉口情况，则所费机时和人力过多。为此，研究了两种类型的简化交叉口模型（图 2-45、图 2-46）。前者适于汇合或分岔区段，后者适于十字交叉区段。汇合型交叉口模型的模拟程序框图见图 2-47。

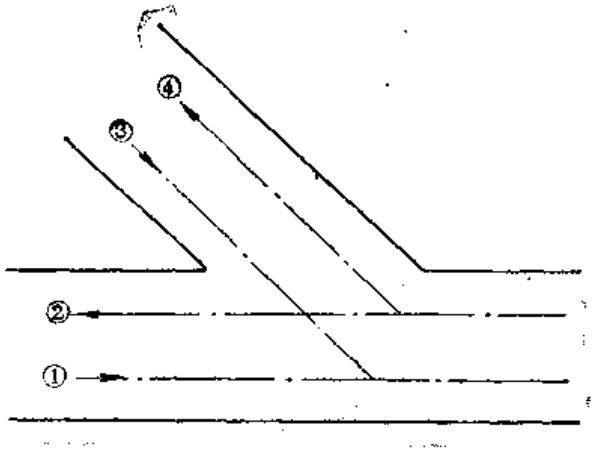


图 2-45 汇合型交叉口

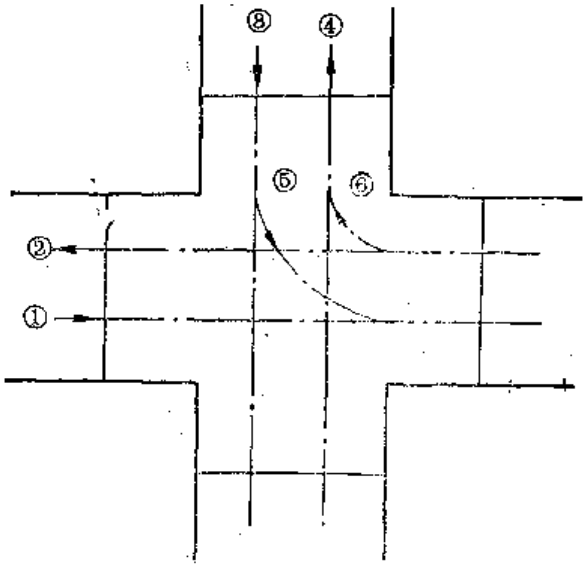


图 2-46 十字型交叉口

交叉口简化模型总的模拟逻辑为：

模拟开始，在输入原始数据和给变量赋初值后，对各方向进路按来车时间间隔规律产生来车时刻，选取最小时刻的进路进行处理，看敌对进路上的前一辆卡车是否已通过交叉口。若已通过，则卡车通过交叉口；若未通过，则待解锁后再通过，并累计等待次数和时间。卡车通过交叉口后，记录通过时刻，然后对所处理的进路标出下一辆车的到达时刻。如此循环计算，直至模拟时间结束，输出各进路的通过次数、等待次数及等待时间。

在此模型中，各进路的来车间隔时间是一个重要参数。

国外有些文献指出，卡车在区段上的运行时间应为该区段平均运行时间的 90%加上 10%的随机波动时间，后者服从于负指数分布。即

$$T(i) = 0.9\bar{T}(i) - 0.1\bar{T}(i)\ln(1-Y)$$

式中 $T(i)$——第 i 区段运行时间；

$\bar{T}(i)$——第 i 区段运行时间统计或计算平均值；

Y——(0,1)区间随机数。

利用交叉口简化模型可对不同来车间隔时的等待率进行模拟，结果如图 2-48 所示。

图 2-48 表明，交叉口通过能力利用率或进路来车间隔时间与等待率间的关系。随着利用率增加或来车间隔时间缩短，等待率将显著上升。利用率达 100%时，卡车在交叉口处发生等待的概率将趋近于 1 。

应用图 2-48 所揭示的定量关系，可以评估现有运输系统以及改建或新建运输系统的

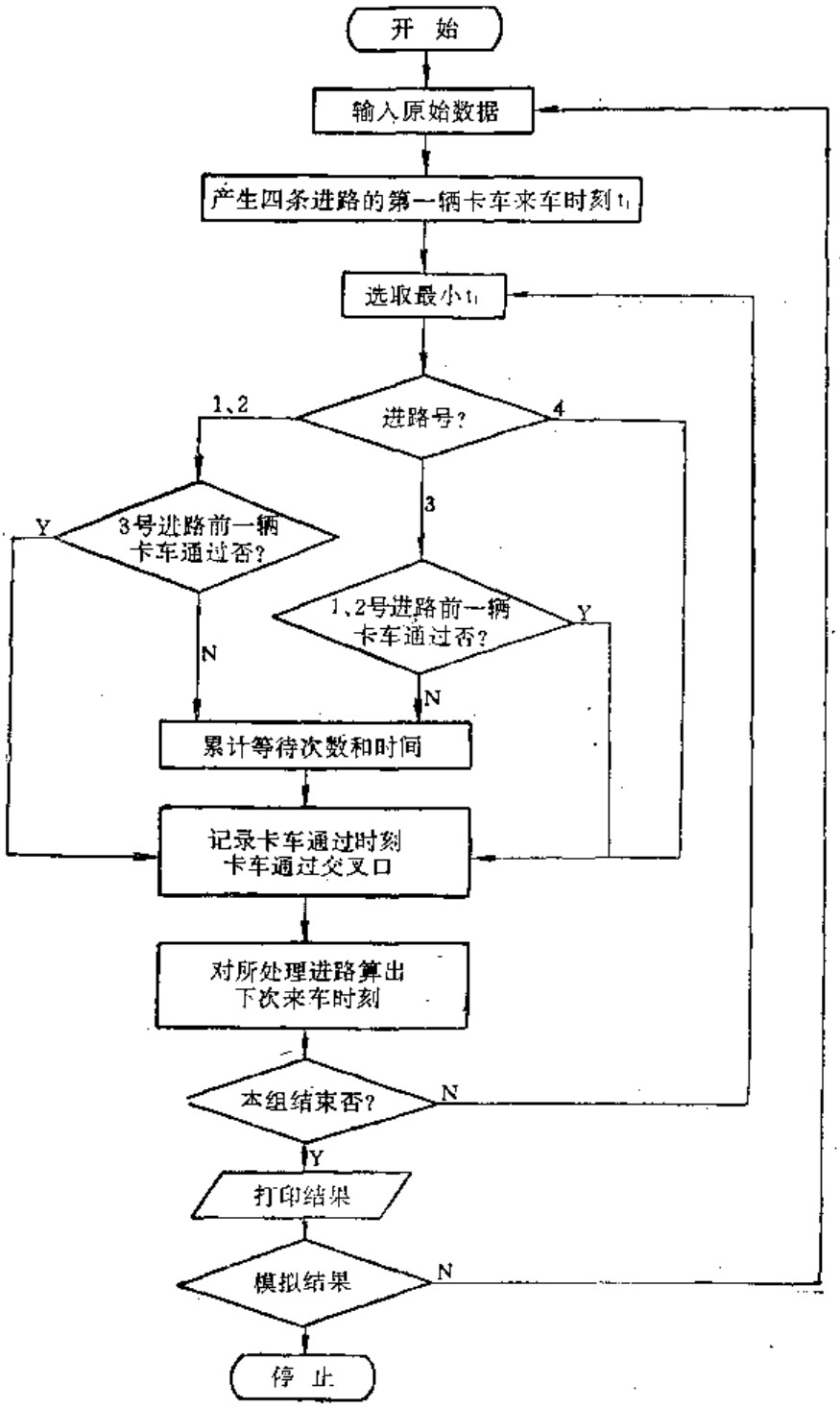


图 2-47　简化汇合型交叉口模型模拟框图

合理性。

上述评估可按下式近似进行：

$$C_2 - C_1 \geqslant Ki$$

式中 C_2——因疏解车流(如增加平行进路)降低等待率而节约的年卡车经营费，万元；

C_1——在移动坑线系统中设置平行进路时，因采掘三角掌子所增加的年采掘费用，万元；

K——增加新的平行进路(如设置新的沟道、立交设施等)而增加的支出，万元；

i——年利率，一般应略高于贷款利率。

兹举例说明其应用：

黑岱沟露天矿双坑线系统上部沟道的车流密度为 25 秒/车。如改为三坑线系统，则上部沟道的车流密度为 30 秒/车。

三坑线系统的计算指标及经济效益比较见表 2-13。

表 2-13 表明，黑岱沟露天煤矿在上部两个水平增设坑线系统在经济上是有利的。

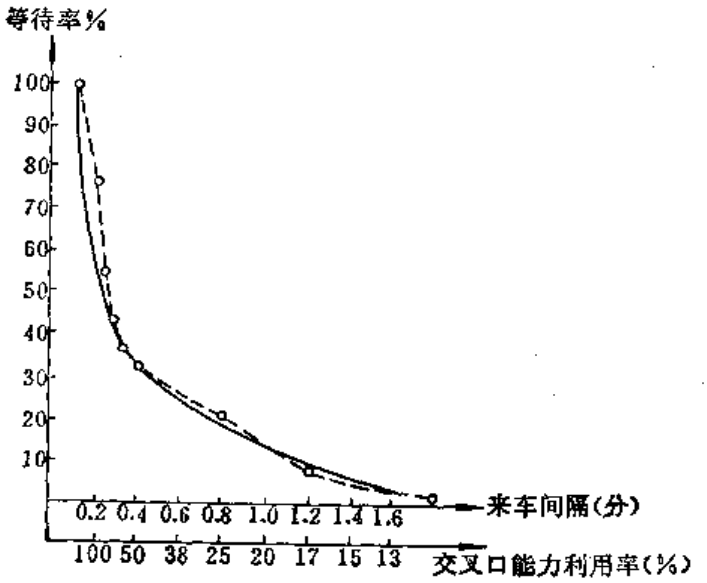


图 2-48 车流密度与等待率关系

表 2-13 三坑线系统指标

方案 / 指标	三坑线设置水平		
	第一水平	1～2水平	1～3水平
超前剥离量，万 m^3	15	45	90
剥离费用 K，万元	37.5	112.5	225
i，%	10	10	10
Ki，万元/a	3.5	11.25	22.5
C_1，万元/a	1.5	4.55	9
卡车小时作业费，元	180	180	180
C_2，万元/a	13.82	23.49	30.28
$C_2 - C_1$，万元/a	12.32	18.99	21.28
$(C_2 - C_1) - Ki$，万元/a	+8.57	+7.74	-1.22

第七节 作 业 管 理

提高单斗铲-卡车系统的生产率还取决于其它一些因素，如交接班、装载秤量、卡车调度系统等。

电铲和卡车的交接班最少损失时间为10～15分钟，这一时间主要是接班人员用于检查设备。必须选择合适的交接班地点和建立完善的交接班制度，以使换班时间损失减到最少。

实现车上磅秤可在卡车外部用一系列的灯向电铲司机指示卡车的装载状态。这个系统用装在卡车箱斗底下的承载元件把卡车抬起来呈"浮动"状态。

典型的灯光显示为：

绿灯——继续装车；

橙黄色——再装一斗就满；

红色——装到了卡车的承载能力。

此外还可以在车上安装记录仪器，仪器将指出每班完成的吨数和每车循环时间，这些数据对于进行运行和维修统计分析是有用的。

卡车未达到或超过额定负载有下列两个方面的缺点：

(1) 欠载会降低运输车队的生产能力以及增加卡车的运输成本；

(2) 连续过载的运输卡车往往导致减低轮胎寿命和增加卡车悬挂装置和车架的维修工作。

一、电铲-卡车调度系统

卡车调度系统的主要功能是使矿石中和处理最佳化、调节装载、运输设备的动态平衡以达到作业优化。调度系统的主要任务是：

(1) 掌握投入有关设备的状态；

(2) 调度逻辑(运输时间、生产等)；

(3) 执行逻辑。

现代调度系统有人工、半自动和自动三种类型。

人工调度系统就是由一个观察人员记录下所有进出坑的卡车以及观察每台电铲的状态。这个观察人员或者按照一定的规则(即电铲所配的出动车数量少)或者由早先的时间研究编制的调度图表来决定那一台车应该到某一台电铲去。这个系统的优点是它的费用低，缺点是：

(1) 当发现匹配有缺点时，纠正至少花一个小时；

(2) 分配或调度表往往以一个星期为基础，但是循环时间变化是每天、每小时都可能发生；

(3) 这个系统在处理能力方面是很有限的。

半自动化系统包括应用一个调度员、小型计算机和卡车上装一个通讯设备。这个系统一般作业如下：

(1) 调度员通过观察和无线电通讯了解到坑内外的设备状态；

(2) 调度员使用电子计算机，电子计算机所执行的调配逻辑是基于它保留的资料，即

设备状态(运行或故障、矿或岩石、品位)、需要产量、需要品位和时间研究资料;

(3) 调度员按照计算机的建议调配车辆;

(4) 循环完成以后,调度员通知电子计算机;

(5) 计算机按需要提高它的时间研究的资料基础,也能按需要发表运行资料报告。

全自动化系统虽然昂贵,但有较高的利用率和很大的效率。卡车上有自动发出信号的装置,在它入坑或出坑时向调度电子计算机发出一个信号,这一信号与电子计算机记忆中心的一套专门的资料相对应,基于计算机的调度逻辑,计算机就可调度卡车,车上的通讯设备把调度指令用闪光显示,也可以在入坑的显示牌上显示,调度过程用不了3～5秒钟。当卡车到达目的地以后,司机按一下车上按钮,向电子计算机发出一个信号,表示卡车已到达它的目的地。通常调度员还应识别新的作业约束条件,即增加产量,电铲故障、提高品位等。

安装一套完整调度系统的费用,视矿山规模及作业种类而定,约为75～300万美元。但这种系统能减少所需车队,从而节省设备费及作业费用。

现以一台7.6～9.2m³级采矿电铲为例,其所需设备投资为135～165万美元,每年5000作业小时的作业成本为40～50万美元。108～163吨级卡车的设备投资为45～60万美元,其年5000小时的作业成本为30～40万美元。如因采用自动调度系统而使设备需要量减少10%,则建立调度系统所需投资将迅速得以回收。

二、减轻严寒对作业的影响

我国不少有待开发的露天煤矿大都位于气候寒冷的北方地区,低温、大风、降雪、冰冻等气候条件均会对作业带来较大影响。为保证作业的正常化,应着重注意以下方面的工作。

(1) 开采计划的制订应考虑季节的变化,作业指标必须反映不利气候条件的影响。应根据气候条件安排作业,不稳定和潮湿的地段应在冬季冻结后进行开采,需大量排水的地段可安排在夏季里开采,铺筑运输道路、安装抽水管道、架设电力线等作业都应安排在干燥的秋季,高山地段还必须考虑到躲避雪崩发生。

(2) 为改善冬季道路维护,可在平路机刮板上安设锯齿状切割刀刃,以便在结冰的道路上具有较强的切割作用并有可能更有效的铺平碎石。改变松土犁柄的角度可以增加对冰的穿透深度。维护约2%的路拱以便在化冻期间有利于排水。

(3) 采用在负温下效果良好的柴油、汽油和润滑油,给管道缠绕带,以保证润滑油流通。

(4) 当卡车需停运时,将其开入暖库。若无暖库,则保持慢速空转,以保持车温。对已停用的卡车复用时,必须做到先慢速空运转1小时左右,然后转入常速空运转,再从不满载运输逐步加量到满载,装载量的增加幅度大致是从1/3→1/2→2/3→满载。

(5) 以前,单斗铲的勺斗和卡车的车厢内冻粘了物料后,均用人工或铲来清理。现在有的矿已改用内粘塑料板的办法,如加拿大怀特伍德矿,在卡车车厢内贴厚5mm的氨基甲酸乙脂塑料板,使用两年半后磨损不大。美马利昂铲斗厂可根据用户的要求,在勺斗内贴聚四氟乙烯塑料板。

(6) 充分考虑大风对卡车运行(特别在通过弯道时)、卸载的影响,编制卡车在上述条件下的操作规程。

(7) 因降雪、大雾等原因导致能见度低时,应保持卡车运行速度不大于10～15km/h;最好在卡车上安设轻便型雷达定向设备;当视距小于10m时,严禁卡车行驶。

(8) 为防止路面冰害,应增大路面的粗糙度、及时清除冰雪层并在路面上铺撒防冻材料。

第三章　半连续开采工艺

第一节　应 用 简 况

自70年代以来，半连续开采工艺在国外露天矿山中已获得较广泛应用。80年代以来，这一工艺在我国露天矿山中也开始被应用，其应用概况可见表3-1。表中投产时间系指半连续系统投入运用的时间。

从表3-1资料看出应用已有一定规模，并取得了相应的经济效益。石人沟铁矿应用半连续工艺后，吨岩成本由卡车运输时的1.335元/t降到0.627元/t，效果是显著的。

据国外统计资料，深露天矿的运输方式中，半连续工艺占80%，汽车-铁路联合运输为12%，其它联合运输方式为8%，表明了半连续工艺在深露天矿运输中占有重要地位。表3-2为原苏联深露天矿的技术参数。

我国露天矿山的采深已达相当程度，露天铁矿采深达100m，有色金属矿山为170～240m，抚顺西露天煤矿采深已达300余米。由此可以预计，半连续工艺将会获得更加广泛的应用。

第二节　应用和设计准则

半连续开采工艺主要按采装及运输这二个生产工艺环节所采用的设备不同而进行分类，如表3-3所示。

一、一般应用条件

(1) 无论在任何情况下，由于有用矿物均须经粗碎，故一般采用半连续工艺是合理的。

(2) 采用半连续工艺，破碎和较昂贵的排土机排弃费是一项额外支出。这项费用应由采用胶带运输而节省下来的运输费用和公路修筑费用抵销。故一般情况下，只是在剥离物运量大、提升高度大及运距相当长时，半连续工艺才是行之有效的。

(3) 筛分、筛分加破碎或破碎方式的选择取决于筛上物比重和筛分、破碎费用的大小。

单一筛分方式(筛上物特殊处理)用于筛上物含量少于15%或者破碎筛上物费用高于特殊处理筛上物费用时；

筛分加破碎方式适于筛上物比重达15～50%，而破碎机能力又不足以破碎全部运输物料时；

破碎法则适于总运量不超过破碎机能力、物料全部破碎时的破碎费低于筛分后再破碎的费用时。

二、对硬岩可移式破碎装置的要求

(1) 多为旋回式破碎装置；

(2) 处理能力在2000～4000t/h左右；

表3-1 国内矿（厂）半连续工艺及胶带运输应用概况

矿　山	采场运输	破　碎	胶　带	排　土	能力，万t/a	投资，万元	成本　元/t
东鞍山1981年投产	准　轨	φ1200旋回固定式（▽102m），系统全高21m	$B=1200mm$ $L=1781+1170$，m $V=2.5m/s$	初期岩仓转载卡车，（仓容2000t）； 后期PS—1000排土机	600（岩） 1160t/h	2092	0.645
大孤山1986年投产	32～60t卡车（岩） 准轨（矿）	岩石 P×1400旋回 矿石 P×1200旋回	$B=1400mm$ $L=1170m$（矿） $L=1210m$（岩） $V=2m/s$	初期岩仓转排（仓容1738t） 后期排土机	600（矿） 850（岩）	882（一个系统）	0.38（设计）
昆阳磷矿1975.7月	540A（22t）	900mm 旋回，排矿块度 150mm	$B=800mm$ $L=573m$ $V=2\sim2.5m/s$	地面运矿系统	500～600t/h 206万t a	881.86	0.04（皮带）
小龙潭采场1986试生产	12t 卡车	煤不经破碎	$B=1200mm$ $V=4m/s$	运煤系统	750～1000 m^3/h		
石人沟铁矿1986.4投产	20t 卡车	2100×1500颚式 2400×12000 重板给矿机 仓容 300m^3	$\Sigma L=2038$（固定3条1438m，移动式600m） $B=1000mm$ $V=2.5m/s$	PS—1000 排土机	300（设计）， 500t/h（试生产）	640（蔽名处理设备，设备费少100万元）	0.627 1.335 （卡车）
霍林河煤矿1990年投产	卡　车 （68～100t）	D2000 喂给式破碎机， 小时能力2000t/h	$B=1200mm$ $V=3.15m/s$	地面运煤系统	1000	1707.6	
抚顺西露天矿改建1991年投产	68t 卡车	煤：选择性破碎机2台，能力 1200t/h 油页岩富矿：单辊破碎机2台	煤胶带，$B=1200mm$ $V=2.97m/s$ 富矿胶带，$B=1200mm$ $V=3.5m/s$ $L=1680m$	煤及油页岩富矿系统	500（煤）800 （油页岩富矿）		
元宝山露天煤矿	40t 卡车	煤岩共用8台半固定式破碎机。破碎机能力为1400m^3/h	$B=1200mm$ $V=3.15m/s$ 能力1400m^3/h	经分流后，岩入排土场排弃。排土机能力5000m^3/h（排土机与轮斗系统共用）	500（煤）	79274（包括上部两套轮斗挖掘机系统）	17.26 （吨煤成本）
冀东水泥厂1984投产	20t 卡车运至 200m^3 原矿仓	反击式破碎机（西德）。 入口块度1000mm 出口块度<25mm	$\Sigma L=9.8km$（7条胶带，日本进口，单机最长4250m） $V=2.7m/s$ $B=1000mm$		700 t/h 1800t/a（设计）	2735.5（设备）	胶带运输用于矿山至水泥厂的均料库

表 3-2　原苏联部分深露天矿技术参数

露天矿	露天开采终了参数(m) 深度 从封闭圈计	露天开采终了参数(m) 深度 包括山坡部分	计算年时露天采场深度 (m)	露天矿设计生产能力 百万t/a 矿岩总量	露天矿设计生产能力 百万t/a 矿石	露天采场内部运输方式
奥列涅戈尔	435	479	240	43.0	12.1	铁路；汽车-铁路；汽车-胶带
科尔舒诺夫	360	530	450	60.9	16.0	铁路；汽车-铁路
科夫道尔	534	664	04	69.0	39.0	汽车；汽车-胶带
卡恰尔	720	720	265	105.0	21.0	铁路；汽车-胶带
印古列茨	625	675	250	32.5	36.5	铁路一汽车；铁路一胶带
中部采选公司1号露天矿	500	530	299	54.9	9.5	铁路；汽车一铁路 汽车一胶带

表 3-3　半连续开采工艺分类

环节名称 / 方式 / 顺序	工艺过程 穿爆	采装	工作面运输	筛分及破碎	干线运输	排土	备注
Ⅰ	／	多斗挖掘机	铁道	／	铁道	推土犁	或挖掘机排土
Ⅱ	／	多斗挖掘机	汽车	／	汽车	推土机	
Ⅲ	穿孔中爆破	单斗挖掘机	汽车	固定或半固定式破碎(筛分)站	胶带运输	排土机	或地面运输用汽车
Ⅳ	同上	同上	胶带	移动式破碎机	同上	排土机	
Ⅴ	同上	同上	汽车	溜井一峒室破碎站	平峒或斜井胶带运输	汽车或排土机	
Ⅵ	／	拉铲，前装机，推土机	／	移动或半固定筛分装置	胶带运输	排土机	

(3) 系统可靠性应大于 85%；

(4) 能与大载重量卡车相匹配，缓冲矿仓容量不小于 2 台卡车的装载量；

(5) 给矿口尺寸最小为 1400mm 以上；

(6) 移动间隔时间为 1～2 年；

(7) 机组走行坡度达 1:10；

(8) 搬迁及重新安装能在 2 周内完成；

(9) 机组搬运多用大型履带车，履带车载重可达 1000～1200t；

(10) 在急倾斜露天矿中，为降低扩帮工程量，破碎机组场地及其附属运输道路多采用临时工程，故应尽可能将场地设置与矿山工程计划结合，以降低场地准备费用。

第三节　破碎机组的生产能力及设置

一、破碎机组生产能力

破碎机组是半连续工艺中的关键环节，其能力对整个系统的能力影响很大。对一定类型的破碎机组而言，影响其能力的主要因素是岩石硬度、排料口及入口物料的块度。但上述因素对破碎机组能力的定量影响较难确定，现在大都依靠试验和实测资料确定。图 3-1 是原苏联克里沃罗格矿区得出的某些破碎机的生产能力与矿岩块度及排料口宽度的关系曲线。

以下分别阐述各型破碎机生产能力和电机功率的计算方法。

1. 颚式破碎机

1) 生产能力

对于简单摆动的颚式破碎机，理论上计算生产率，是以动颚每摆动一次，就有一个棱柱形的松散体自破碎腔中排出为出发点的。依此导出的公式为：

$$Q=\frac{30(2e+s)SLn\mu\gamma}{\mathrm{tg}\alpha_1+\mathrm{tg}\alpha_2},\ \mathrm{t/h}$$

式中 Q——生产率，t/h；

γ——物料容量，$\mathrm{t/m^3}$；

μ——破碎产品的松散系数，大型破碎机时取 $\mu=3$；中小型破碎机时 $\mu=0.5\sim0.7$；

S——动颚行程，m；

L——破碎腔的长度，m；

e——排矿口宽度，m；

n——动颚摆动次数，r/min，对给矿口宽度 $B\leqslant1200\mathrm{mm}$ 的中、小型颚式破碎机取 $n=310-145B$；对给矿口宽度 $B>1200\mathrm{mm}$ 的大型颚式破碎机，取 $n=160-42B$；

B——破碎机给料口宽度，m；

α_1——固定颚板与垂直线间的夹角，一般设计为 $\alpha_1=0$；

α_2——动颚板与垂直线间的夹角，一般 $\alpha_2=18^\circ\sim23^\circ$。

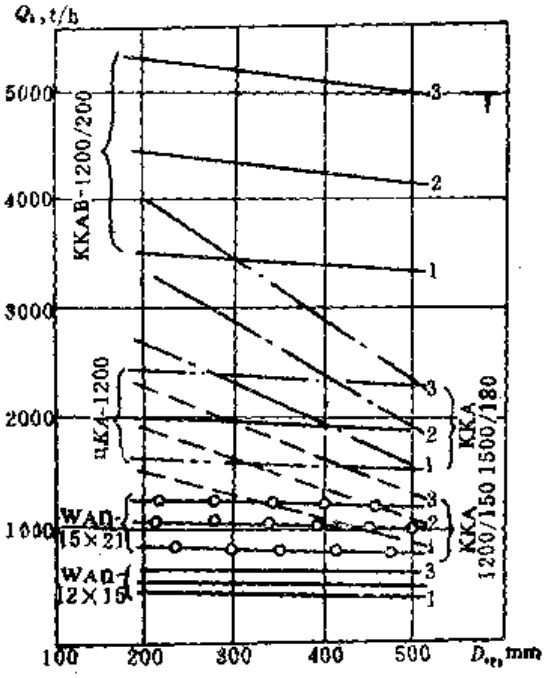


图 3-1 破碎机生产效率与矿岩块度及排料口宽度的关系曲线

1、2、3—— 分别相应于最小的、额定的和最大的排料口宽度

复杂摆动的颚式破碎机的生产率，可将上式算得的数值增大 20～30 %即可。

实际上，由于给矿粒度和矿石硬度的不均匀，以及破碎产品松胀状态变化很大，故上式求得的是近似值。

下列经验公式求得的生产率值更符合实际。

$$Q=\frac{1}{1000}KqLe\gamma_1,\ \mathrm{t/h}$$

式中 K——破碎难易程度系数。当破碎条件困难(即多数矿石尺寸为 $D=0.9B$ 的大块硬矿石)时，$K=1$；中等尺寸的硬矿石或大块占多数的中硬矿石，取 $K=1.25$；当破碎条件比较容易(小块占多数的中硬矿石或软矿石)时，$K=1.5$；特大型破碎机的 D/B 值(D 为矿石最大块度)较小，故取 $K=1.5$；

q——单位生产率($\mathrm{m^3/m^2\cdot h}$)，一般 $q=400\sim500$；

L——破碎腔的长度，m；

e——排矿口宽度，mm；

γ_1——矿石的松散容量。对于含石英的矿石或接近于它的矿石，$\gamma_1\approx1.6\mathrm{t/m^3}$；对于铁矿石，$\gamma_1=2.1\sim2.4\mathrm{t/m^3}$。

2) 电动机功率

颚式破碎机的电动机功率可按以下经验公式估算。

大型颚式破碎机，其电动机功率为：

$$N=\frac{BL}{120}\sim\frac{BL}{100},\text{kW}$$

式中 N——电动机功率，kW；

B——破碎机给矿口宽度，cm；

L——破碎机给矿口长度，cm。

对于中小型颚式破碎机，

$$N=\frac{BL}{80}\sim\frac{BL}{60},\text{kW}$$

另外，据试验资料，小型颚式破碎机每立方米矿石的能耗，平均可采用1.2～2.4 kWh/m³；中型破碎机为0.75～1.3kWh/m³。

2. 旋回破碎机

1) 生产能力

旋回破碎机的生产率计算一般采用经验公式。

$$Q=Kqe\frac{\gamma}{1.6},\text{t/h}$$

式中 Q——生产率，t/h；

e——排矿口宽度，mm；

γ——矿石容重，t/m³；

K——矿石特性系数。可按下表选取；

表 3-3 矿石特性系数K

矿石强度	抗压强度，MPa	普氏系数 f	K
硬	160～200	16～20	0.9～0.95
中硬	80～160	8～16	1.0
软	<80	<8	1.1～1.2

q——单位排矿口宽度的生产率，t/mm；

$$q=\gamma D^{2.3}$$

D——动锥底部直径，m。

不同规格的旋回破碎机的q值可按表3-4选取。

表 3-4 γ=1.6 时旋回破碎机的q值

破碎机规格	1200/180	900/150	700/130	500/75
q	6	4.5	8	2.5

2) 电动机功率

旋回破碎机的电动机功率按以下公式估算。

$$N=\frac{9.2Srn}{\eta_1\times\eta_2},\text{kW}$$

式中 N——需用功率，kW；

S——破碎锥表面积，m^2；

r——破碎锥中间部分的偏心距，m；

n——偏心轴套转速，r/min；

η_1——偏心轴套和上部悬挂装置的传动效率，一般取 $\eta_1 = 0.75$；

η_2——圆锥齿轮和传动轴的传动效率，一般取 $\eta_2 = 0.95$。

考虑到安全系数，取电动机安装功率为需用功率的 1.5 倍，即

$$N_d = 1.5N, \text{kW}$$

也可采用下述经验公式计算安装功率：

$$N_d = 16D^{2.5}rn, \text{kW}$$

式中代号意义同上。

3. 辊式破碎机

1）生产能力

辊式破碎机的生产率可按下式估算：

$$Q = 188\mu\gamma_0 dLnD$$

式中 Q——生产率，t/h；

γ_0——破碎产品的松散容积重，t/m^3；

d——破碎产品最大粒度，m；

L——辊子长度，m；

n——辊子转速，r/min。可按下式选取

$$n = (120\sim420)\sqrt{\frac{f}{\gamma Dd}}, \text{r/min}$$

n——辊子转速，r/min；

f——被破碎物料与辊皮间的摩擦系数；

γ——被破碎物料容重，kg/cm^3；

D——辊子直径，cm；

d——给料粒度，cm。

光辊破碎机的转数取上式计算值的上限；带沟槽的辊子取中间值；而齿辊则取下限。

D——辊子直径，m。光辊，$D \approx 20d$；沟槽辊，$D = (10\sim12)d$；齿辊 $D = (2\sim6)d$；

μ——辊子长度利用系数和排料松散度系数。对中硬物料，$\mu = 0.2\sim0.3$；对于粘性和潮湿物料，如煤、焦炭等，$\mu = 0.4\sim0.6$。

2）电动机功率

辊式破碎机的电动机功率可按下述公式计算。

对于光辊破碎机破碎中硬物料：

$$N_d = 0.8052KLV, \text{kW}$$

式中 N_d——电动机功率，kW；

V——辊皮的圆周速度，m/s；

L——辊子长度，m；

K——系数，$K = 0.6\frac{D}{d} + 0.15$，$D$ 与 d 为给料与排料粒度。

对于破碎煤或焦炭用的齿辊破碎机：

$$N_d = KLD^1n$$

式中 N_d——电动机功率，kW；

n——辊子转速，r/min；

L——辊子长度，m；

D^1——辊子直径；m；

K——系数，破煤时，$K=0.85$。

4. 锤式破碎机

1) 生产能力

锤式破碎机的生产率可按下面的经验公式进行估算。

破碎石灰石时：

$$Q = KDL\gamma_0, \text{t/h}$$

式中 Q——生产率，t/h；

D——转子的工作直径，m；

L——转子长度，m；

γ_0——破碎产品的松散容积重，t/m^3；

K——系数，$K=30\sim45$。大型破碎机的系数K取上限，小型破碎机的系数K取下限。

破碎煤时，仍然可按上式计算生产率，但可取系数 $K=130\sim150$。

2) 电动机功率

锤式破碎机破碎石灰石等中等硬度物料时，电动机功率可按下述经验公式计算：

$$N_d = KD^2Ln, \text{kW}$$

式中 N_d——电动机功率，kW；

D——转子工作直径，m；

L——转子长度，m；

n——转子转速，r/min；

K——系数。对于大型破碎机，$K=0.15\sim0.2$；

中型破碎机，$K=0.15$；小型破碎机，$K=0.1$。

锤式破碎机的功率，也可按破碎每吨产品消耗的能量来计算。破碎石灰石时，每吨产品消耗 1.27～2.11kWh/t；破碎煤时，则为 1.4～1.5kWh/t。

5. 反击式破碎机

1) 生产能力

反击式破碎机的生产率可按下式估算：

$$Q = 60\pi D^1nB\delta\gamma\mu, \text{t/h}$$

式中 Q——生产率，t/h；

D^1——转子的规格直径，m；

B——板锤宽度，m；

n——转子转速，r/min；

δ——板锤与反击板间的间隙，m；

γ——破碎产品的松散容积重，t/m^3；

μ——物料沿转子长度和圆周的充填系数，$\mu=0.018\sim0.02$；

$\pi = 3.14$

另一种估算生产率的公式为：

$$Q = 60K_1Z(h+\delta)Bd^1n\gamma, \text{t/h}$$

式中 Q——生产率，t/h；

K_1——系数，可取 $K_1 = 0.1$；

Z——转子上板锤数目；

h——板锤高度，m；

δ——板锤与反击板之间的间隙，m；

B——板锤宽度，m；

d^1——排料粒度，m；

n——转子每分钟转数，r/min；

γ——破碎产品的松散容积重，t/m³。

2）电动机功率

破碎石灰石时，反击式破碎机的电动机功率可按下述试验基础公式计算：

$$N_d = KQi^{1.2}, \text{kW}$$

式中 N_d——电动机功率，kW；

Q——破碎机的生产率，t/h；

i——破碎比；

K——系数，对于抗压强度在 50～850MPa 的石灰石，$K = 0.025$；对于抗压强度在 90～110MPa 的石灰石，$K = 0.030$；对于抗压强度在 110～140MPa 的石灰石，$K = 0.035$。

如果是双转子反击式破碎机，则第二个转子的电动机功率应增大 20%。

破煤的反击式破碎机的电动机功率可按下式估算：

$$N_d = K_2Q, \text{ kW}$$

式中 N_d——电动机功率，kW；

Q——生产率，t/h；

K_2——每吨产品的能量消耗，一般 $K_2 = 1.25$～1.5 kWb/t。小型破碎机 K_2 值往大选，大型破碎机往小选。

二、破碎机组设置

可移式破碎机组按其结构有两种设置方法，即

破碎机组与卸载口设于同一标高上。这种设置方式简易，但须借助重型板式给矿机实现卸料口标高与给料口标高的连接。例如西雅里塔铜矿的可移式破碎装置。就是这样设置的；

破碎机组与卸料口设于不同标高上。借助于标高差可取消重型板式给矿机，因而机组的设备费也低。这类设置方式又因卸载方式不同而分为多种型式：

1）挡墙式直接卸载设施(图 3-2、图 3-3)

其主要参数为：

机组长度——16.8m

机组宽度——11.0m

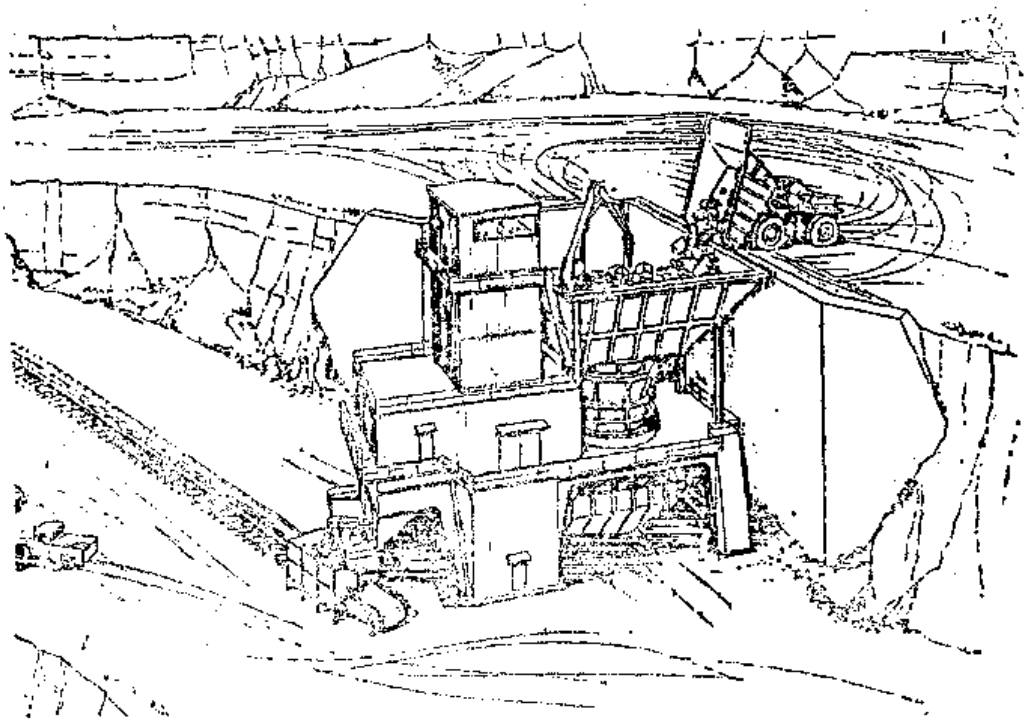


图 3-2　挡墙式直接卸载示意图

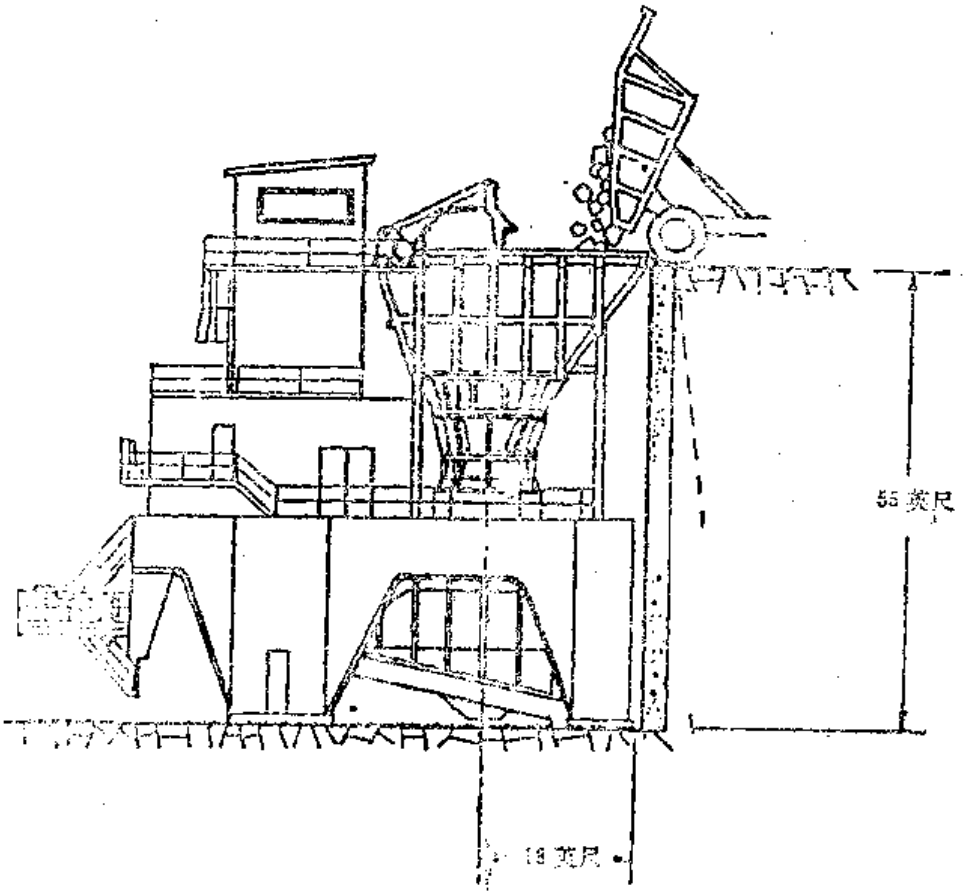


图 3-3　挡墙式直接卸载立面图

机组高度——23.5m

从基础到旋回破碎机顶端的垂高——14.3m

从基础到卸载仓顶面的垂高——16.8m

台阶高度——16.8m

卸载点到破碎机中心线水平距离——5.5m

台阶坡顶到破碎机中心线水平距离——5.5m

从地基到挡墙顶端的垂直高度——16.8m。

破碎站卡车卸载平台布置如图 3-4。

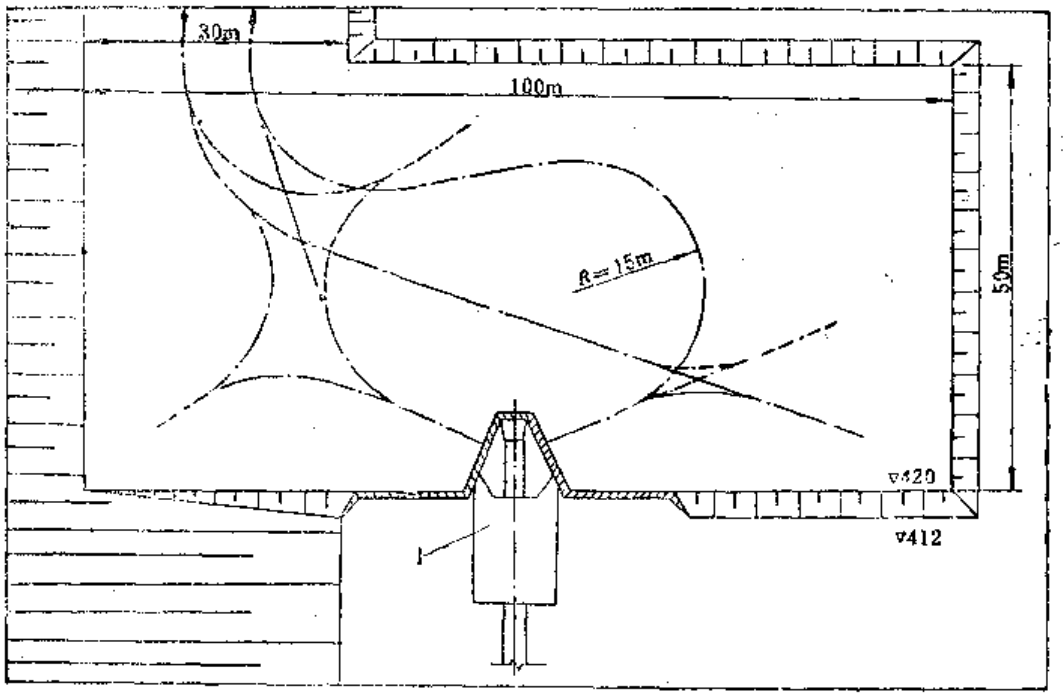


图 3-4　破碎站卡车卸载平台布置示意图

1—破碎站

2）桥式直接卸载设施（图 3-5、图 3-6）

其主要参数为：

机组长度——16.8m

机组宽度——11.0m

机组高度——23.5m

从地基到旋回破碎机顶端的垂高——14.3m

从地基到卸料仓顶面的垂高——16.8m

台阶高度——16.8m

卸料点到破碎机中心线水平距离——5.5m

台阶坡顶到破碎机中心线水平距离——17.7m

卸料桥数量——2

桥宽——10.4m

桥长——18.3m

3）单段式间接给料（图 3-7、图 3-8）

其主要参数为：

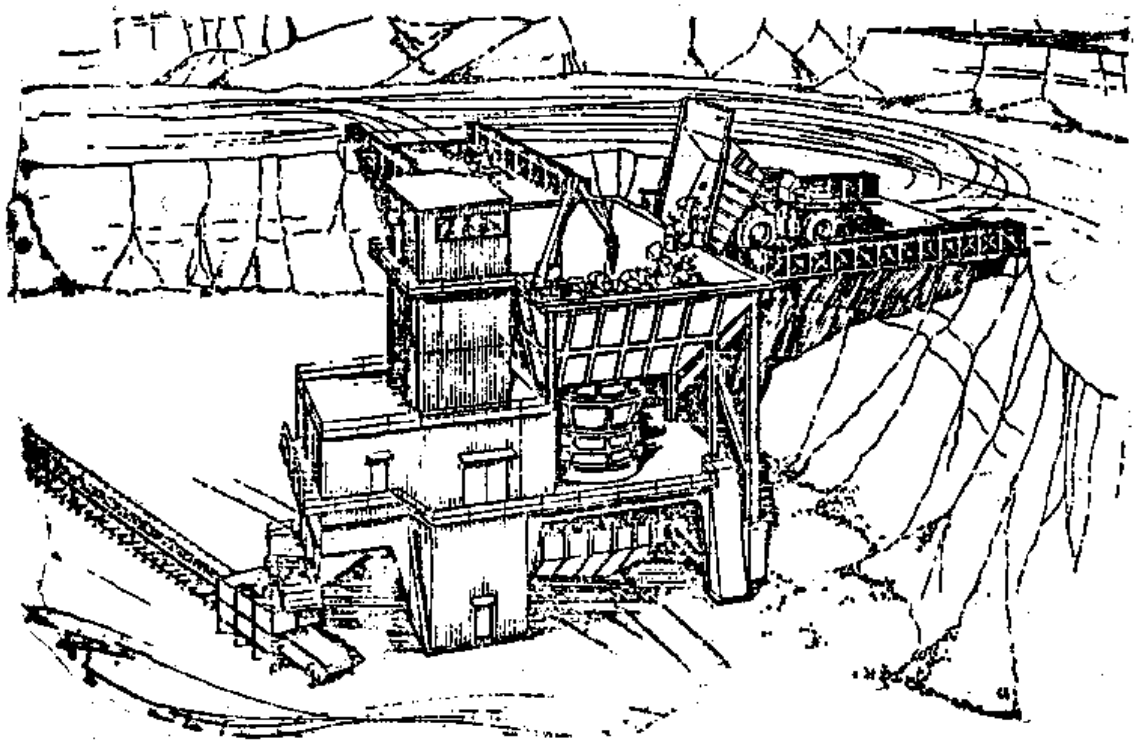


图 3-5　桥式直接卸载示意图

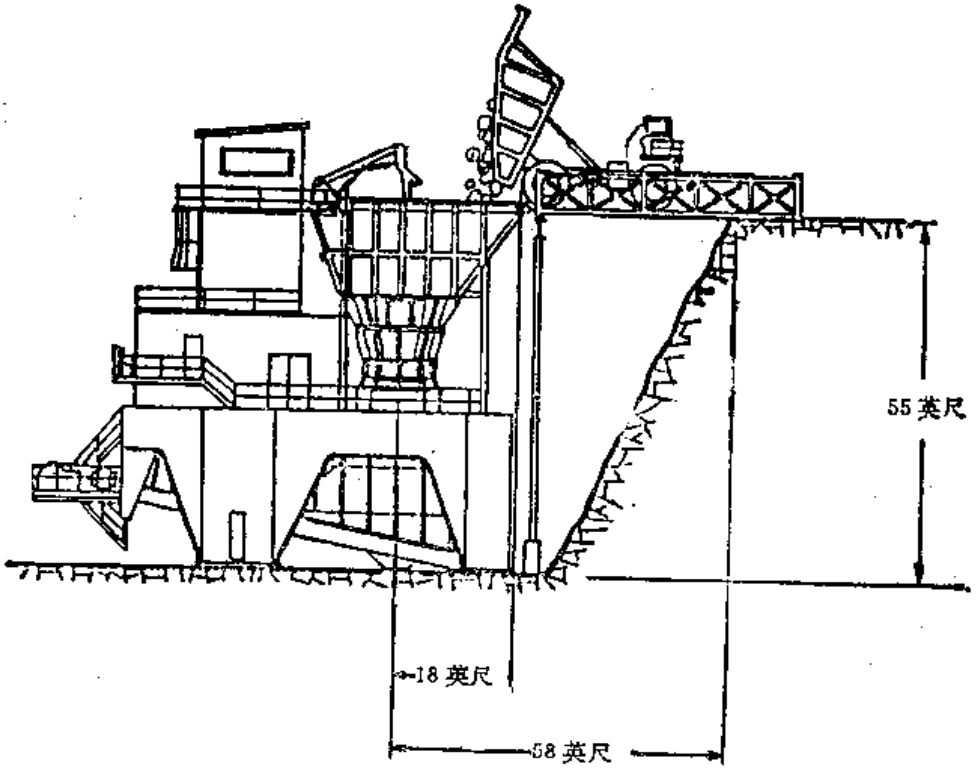


图 3-6　桥式直接卸载立面示意图

机组长度——37.8m

机组宽度——11.0m

机组高度——20.7m

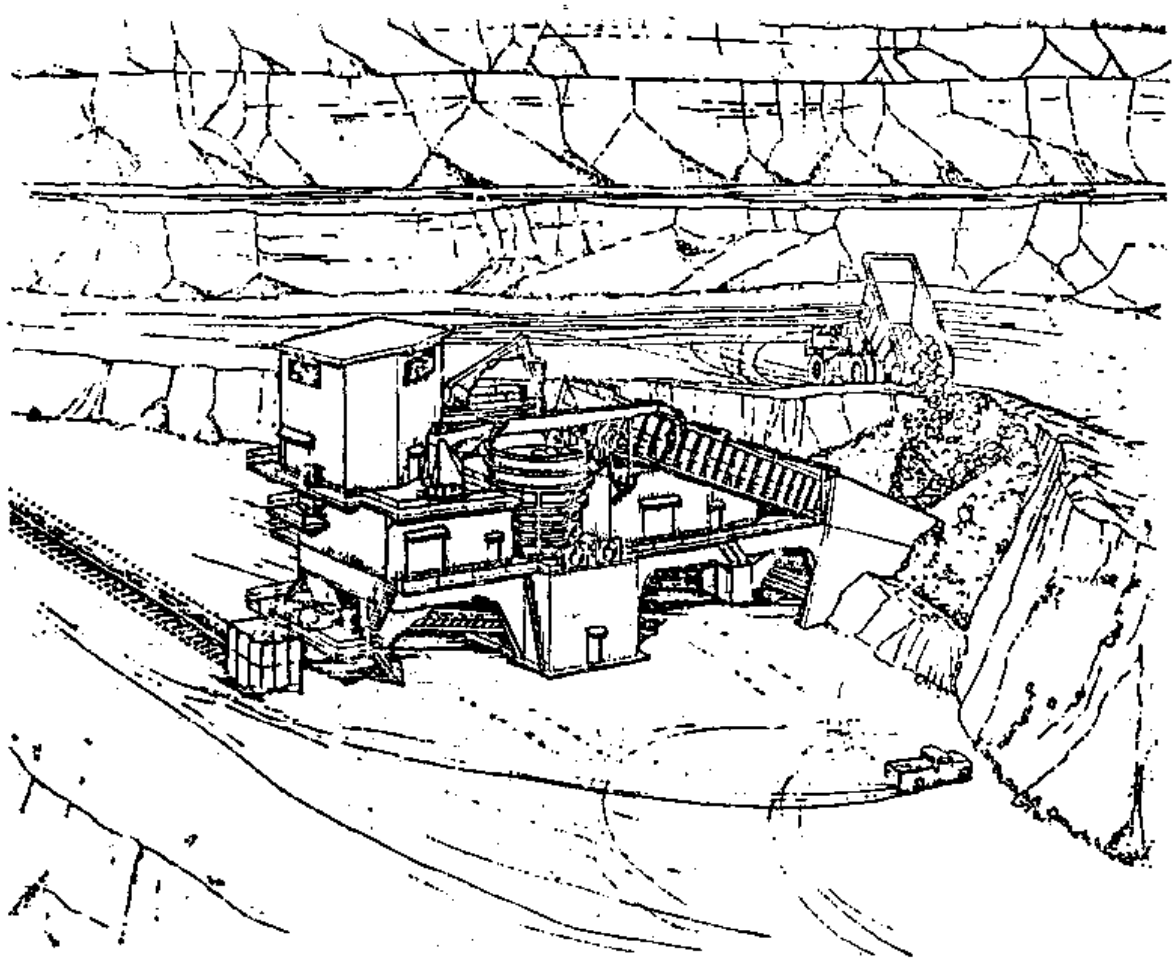


图 3-7　单段式间接给料作业示意图

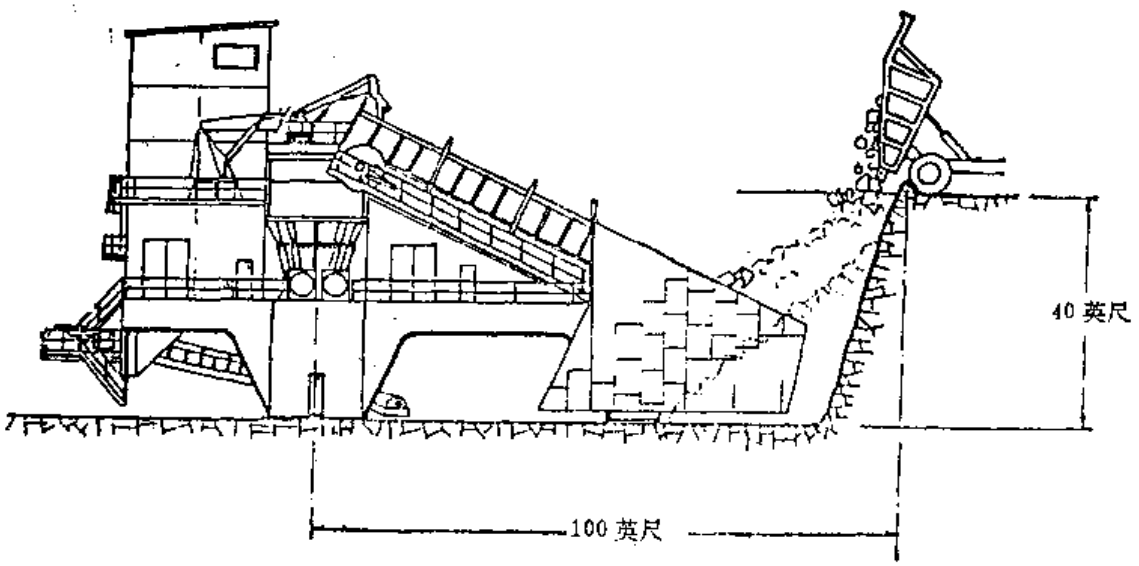


图 3-8　单段式间接给料立面示意图

从基础到旋回破碎机顶端的垂高——12.2m

从基础到卸载仓顶面的垂高——6.4m

台阶高度——12.2m

卸载点到破碎机中心线水平距离——30.5m

台阶坡顶到破碎机中心线水平距离——30.5m

4）利用倾斜给料机的分台阶式间接给料（图 3－9 、图3-10、图 3－11）

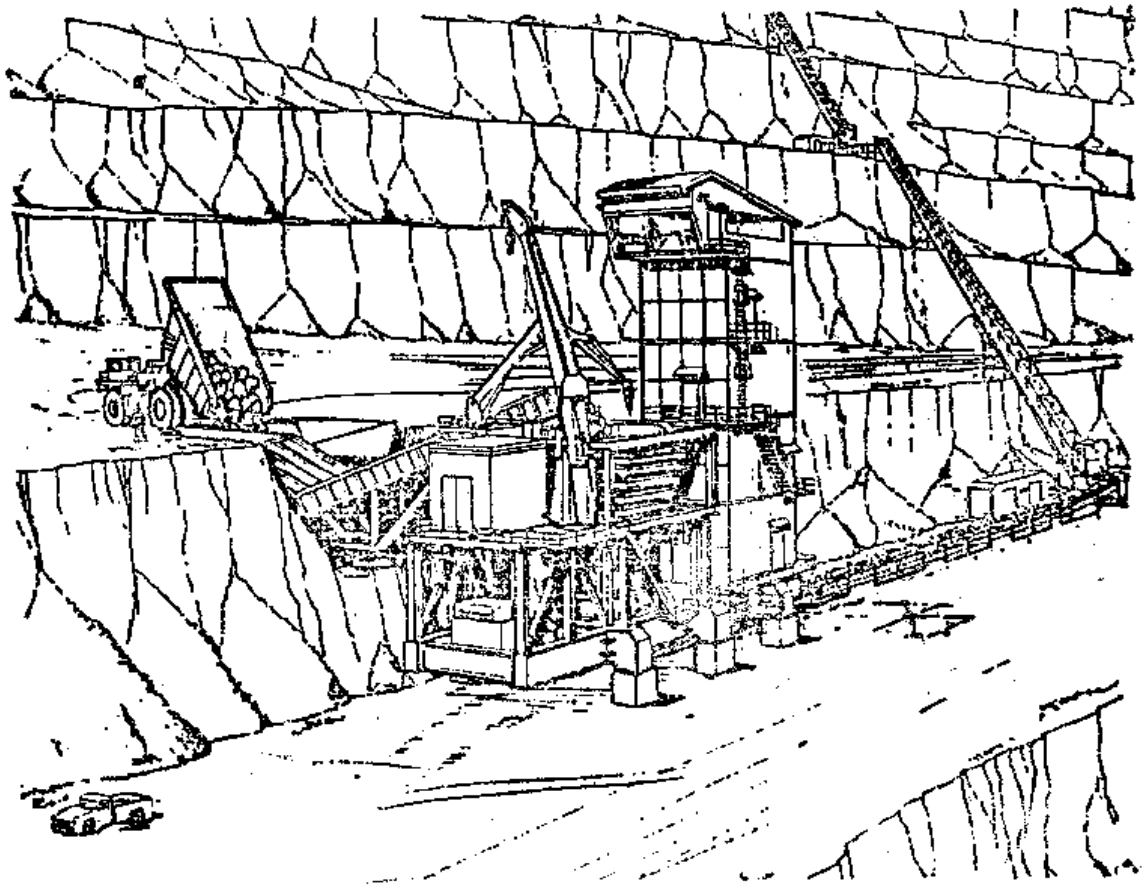


图 3-9　分台阶式间接给料作业示意图

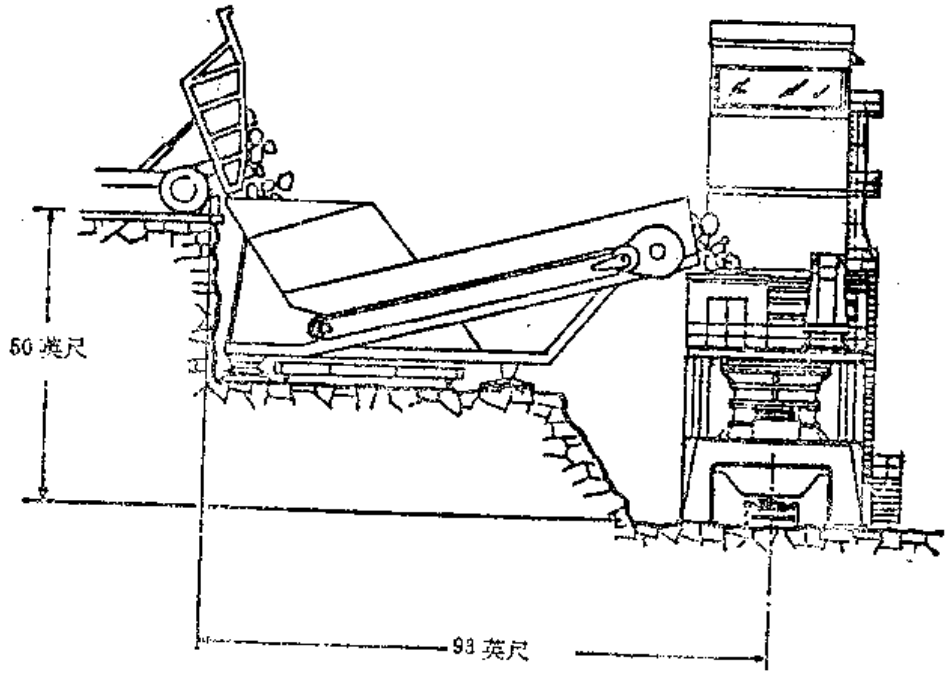


图 3-10　分台阶式间接给料立面配置图

表 3-5　旋回破碎机的估计能力，单位：t/h

破碎机尺寸英寸	主轴转速 r/min	驱动马达马力/r/min	总重 t	偏心距 mm	排矿口尺寸，mm							基础，m		圆锥半角直径 m
					130	150	180	200	230	250	280	顶	底	
54—74	140	500/500 600/500	227 271	38	1890	2280	2660	3035	3410	3800	4175	6.3 5.9	2.1 3.1	5.2 5.4
54—84	135	600/500 700/400	283 364	38	2000	2400	2800	3190	3595	3990	4395	6.7 6.1	2.0 3.1	5.2 5.4
60—89	120	700/500 800/300	364 465	45	2125	2555	2980	3410	3830	4250	4680	7.1 7.5	1.9 2.7	5.6 5.7
60—110	100	800/500 900/500 1000/500	432 551 577	45	2790	3355	3915	4470	5025	5590	6150	7.4 7.4 7.6	2.1 1.8 3.3	5.7 5.7 6.0
72—93	110	700/300	440	45	2225	2670	3110	3560	3991	4445	5130	8.0	3.0	6.3

注：生产能力基于洁净、干燥、脆性的采出岩石或矿石，容重为1.6t/m³，80%物料尺寸为$\frac{2}{3}$进料口尺寸，20%物料可直接通过排矿口。破碎机尺寸表示：开口深度-动锥下端直径。

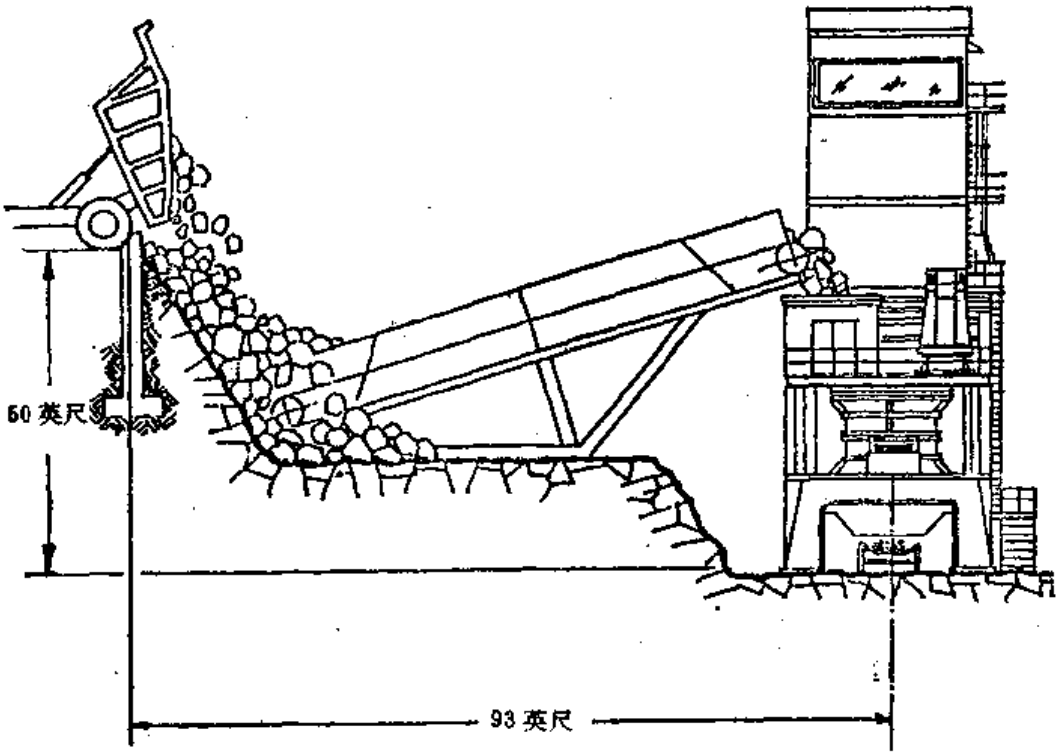


图 3-11　岩体不稳时分台阶式间接给料立面配置图

其主要参数为：

机组长度——15.8m

机组宽度——11.0m

机组高度——20.7m

从地基到旋回破碎机顶端的垂高——12.2m

从地基到卸料仓顶面的垂高——15.2m

台阶高度——15.2m

卸载点到破碎机中心线水平距离——28.3m

台阶坡顶到破碎机中心线水平距离——28.3m

给矿机长度——22.9m

卸载点到给矿机卸载滚筒中心线水平距离——25.9m。

国外硬岩露天矿常用的旋回破碎机的主要技术参数及其估计生产能力见表 3－5。

第四节　胶带运输机的机道设置

对于破碎站置于采场内、应用可移式破碎机组的半连续工艺系统，胶带运输机道的设置也是半连续工艺应用中必须解决的重要问题之一，特别在采深大的急倾斜露天矿中，设置更为困难。

技术发展已成功的解决了输送机的水平移设问题，但倾斜带式输送机的移置方法仍是拆卸和重新组装。利用轨道和履带式走行机构作水平移动的高倾角机组目前仍处于试验阶段。

带式输送机线的设置和矿床倾角密切相关。

倾斜矿层中，带式输送机系统可直接以倾斜或伪倾斜方向设于矿层底板上，故较为简便可行。

在水平及缓倾斜矿层中，当采用双侧（及压帮）内排方式时，由于矿层底板被土场占用，输送机线的设置也较为困难。此时一般可采用以下方式设置输送机系统。

（1）明堑沟方式，但影响内排量；

（2）井巷方式；

（3）置于矿层底板（土场底部）的人工构筑坑道（掩埋式坑道）方式；

（4）排土场上的可移式明胶带；

（5）端帮高倾角胶带等。

在急倾斜深露天矿中，为减少前期剥离量，一般采取分期境界、组合段扩帮等方法，无法建立较稳定边坡，给带式输送机系统的设置带来很大困难，此时可根据具体条件考虑采用以下方式。

1.境界外斜井-溜井方案

本方式的主要优点是生产与基建工程相互干扰小，汽车坑线与胶带运输机线不交叉，以及爆破作业不影响输送机安全。

缺点是：

（1）井巷开凿工程量大，尤以破碎站设于井下峒室内时为甚。为减少井巷工程量，可考虑在溜井口上部设置破碎机组，但溜井降段时对破碎机组作业影响较大。

（2）井巷工程投资较大。

图 3-12 为德兴铜矿采用多溜井-平窿布置时的示意图。溜井高 144m，矿石在工作面由电铲装入自卸汽车运至采场中位的溜矿井口卸矿，经溜井、放矿闸门将矿石装入矿车后，用20t 电机车运至选厂粗矿仓。为避免大块矿石堵塞溜井闸门和粗矿仓漏斗口，在溜井口设置有 ϕ1.2m 可移式旋回破碎机破碎站，破碎站服务于 3～4 个台阶，每隔 4～5 年移设一次。破碎站能力为 2～2.5万t/台·d，设有双侧平台，可供一台 154t 电动轮自卸汽车或 2 台 27t 贝拉斯自卸汽车同时卸矿。矿石破碎后的块度均在 400mm 以下，减少了运输故障，并有效提高了运输能力。

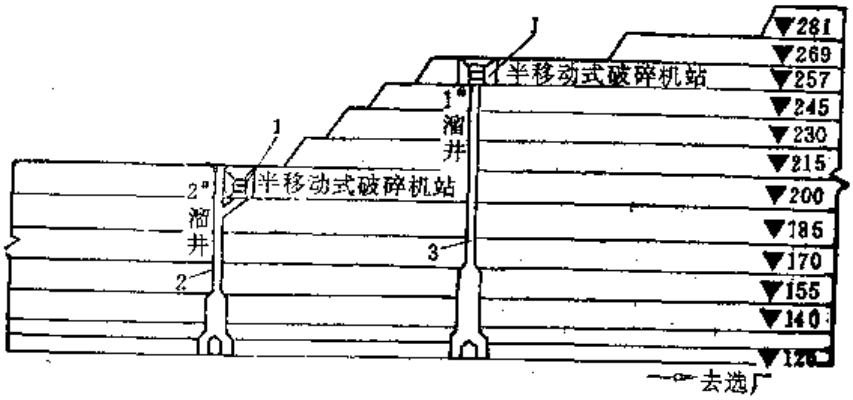


图 3-12 溜井-平窿系统中半固定式破碎站布置示意图

1—半固定式破碎站；2—2#溜井；3—1#溜井

2.临时明胶带方案

该方案的优缺点与井巷方案相反。

3. 超前堑沟方式

这一方式力图使胶带一次设置在固定帮上，在技术上是可行的。但深度不能大，否则超前堑沟开凿量过大，影响前期效果。

第五节　自移式破碎机的应用及其发展

世界上第一台自移式破碎机是50年代初由原西德Krupp公司制造，至今仍在汉诺威石灰石露天矿中应用。其目的是利用连续运输工艺取代从开采工作面到粗碎机间用自卸卡车运输破碎物料时昂贵的运输费用。使用带式输送机运送破碎物料的起码条件是原矿被破碎成可由胶带运送的规格。破碎机在自备动力时移动灵活，可以直接追随挖掘机或前装机到工作面作业。无需自卸卡车入换的等待时间，装载机械的效率可有很大提高。

近年来，随着半连续工艺系统的发展，特别是在欧洲及澳洲的露天矿山中，自移式破碎机已获得越来越多的应用。

自移式破碎机的主要制造国是原西德(O&K, Krupp, 威悉许特公司)。从50年代来，约制造了近百台破碎机，O&K公司为英国露天矿制造的一台自移式破碎机，小时能力达3900吨。威悉许特公司生产了小时能力为3000吨的破碎机，其主要技术规格如下：

制造日期	1980
重　　量	985t
功　　率	1300kW
物　　料	砂岩 0～1800mm
产　　量	3000t/h(0—200/250mm)
供 料 仓	60m³
给 矿 机	宽 2400mm, 中心距 24m, 坡度 25°, 功率 200kW
破 碎 机	圆锥, 功率 400kW

该自移式破碎机的外貌及尺寸见图3-13。

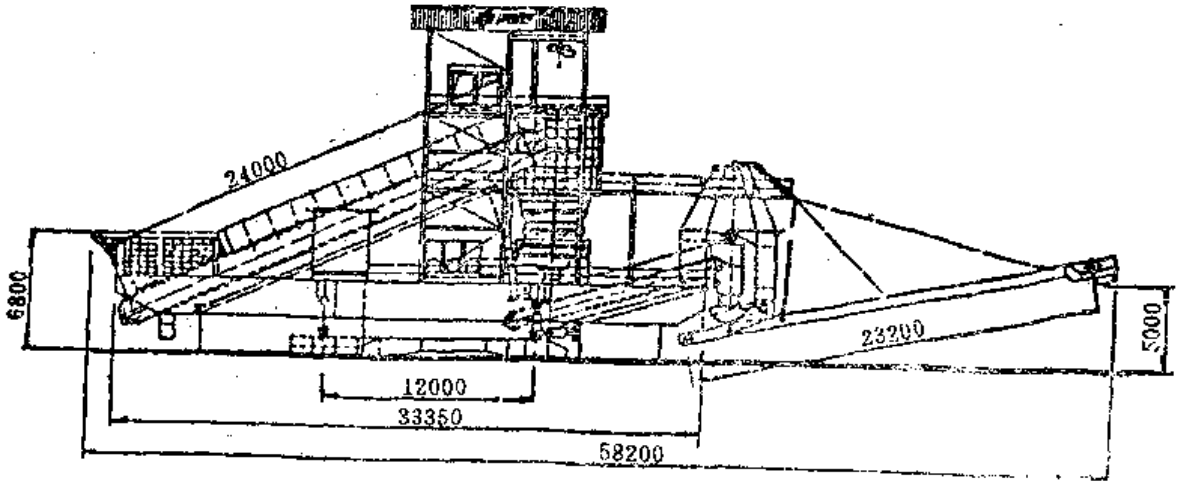


图3-13　3000t/h的自移式破碎机

一、自移式破碎机的分系统

自移式破碎机可分为以下几个系统(图3-14)：

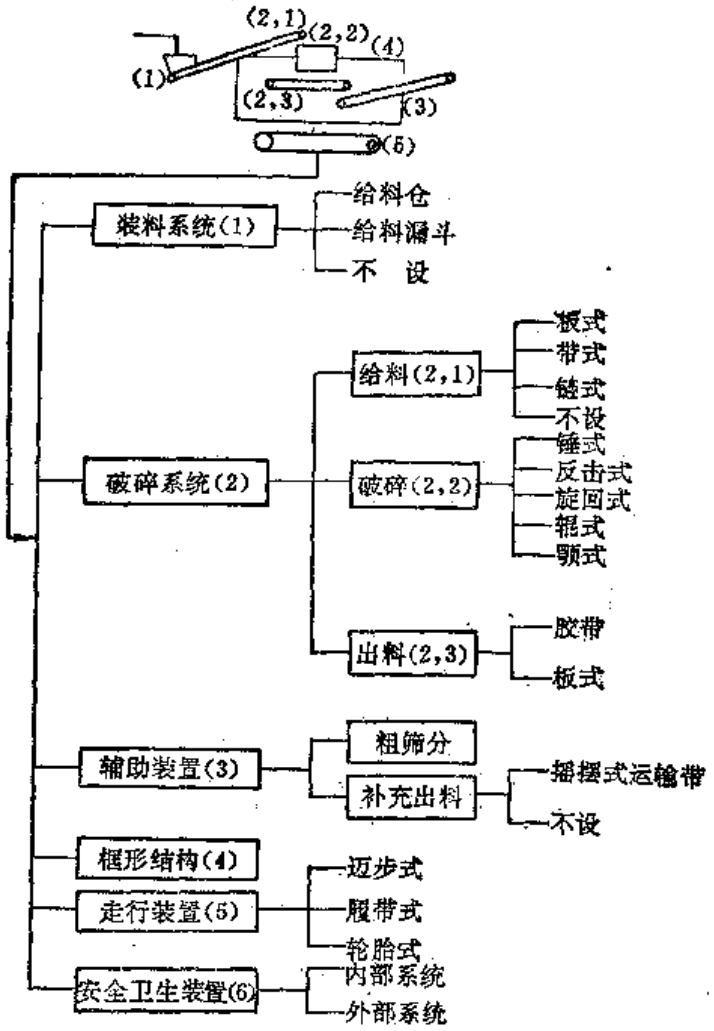


图 3-14 自移式破碎机组成系统

(1) 装料装置(供料机架、给料漏斗);

(2) 破碎系统：破碎系统由给料、破碎和运料三部分构成。

给料——80%板式；14%输送机；2%为链式给矿机。

出料——74%为输送机；24%为板式；2%为链式给矿机；

(3) 辅助设备——预先分级装置；

(4) 框架结构；

(5) 走行装置，其中迈步式占48%，轮胎式占8%，履带式占44%；

(6) 安卫装置——防尘、通风、调温装置等。

表3-6为自移式破碎机不同走行机构的评价。

二、作业方式

自移式破碎机在工作面的作业方式如图3-15、图3-16所示。

表 3-6　自移式破碎机组各种行走机构的评价

指　　标	迈步足	轮胎机构	履带机构	轨道式
总　　重	+	−	− −	+ +
变换方向的灵活性	+ +	+	−	− −
位置频繁改变	− −	+	−	− −
坡道上设置	+ +	+	−	− −
净　　高	+ +	−	− −	+
作业时管理	−	+	− −	+ +
行走机构安装功率(履带式＝1)	3～4	0.7	1	0.4
行走速度，m/min	0.5～2	15～30	5～10	5～20
最大工作坡度	1:5～1:10	1:10	1:5	1:25
对地压力，MPa	2.5～7.5	20	5～10	

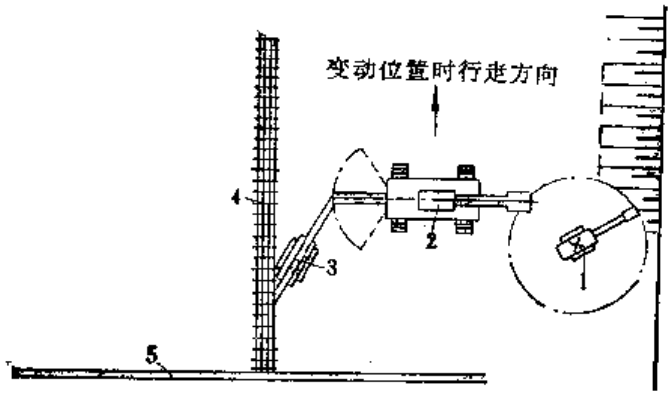


图 3-15　横向履带走行装置的自移式破碎机

1—装载设备；2—自移式破碎机；3—转载机；
4—可移式输送机；5—干线输送机

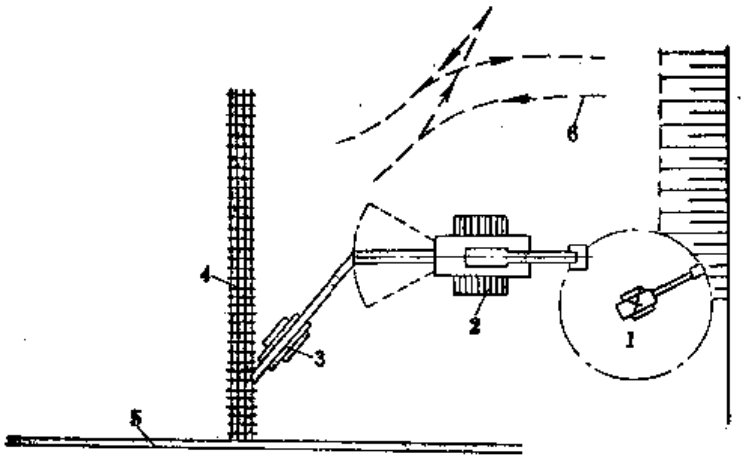


图 3-16　纵向履带走行装置的自移式破碎机

1—装载设备；2—自移式破碎机；3—转载机；
4—可移式输送机；5—干线输送机；6—改变作业位置时移动过程

三、基本参数及指标

1. 生产能力

图 3-17为目前已使用的各型自移式破碎机生产能力的统计资料。

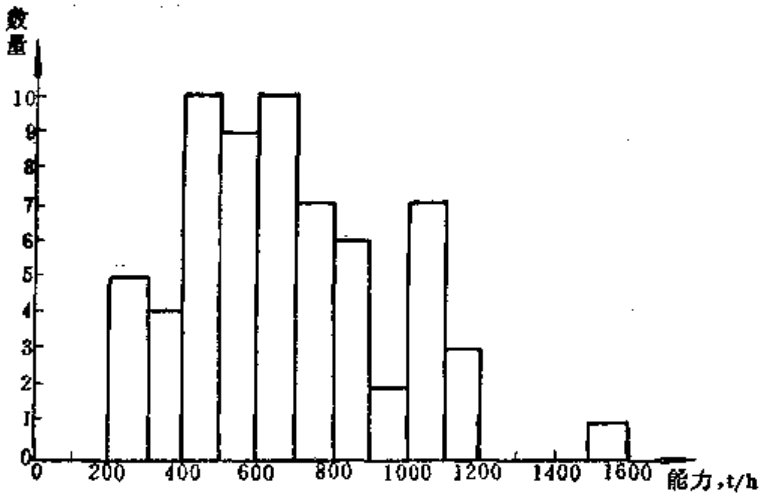


图 3-17　破碎机生产能力统计

2、自重

图 3-18为已使用的各型自移式破碎机自重统计资料。

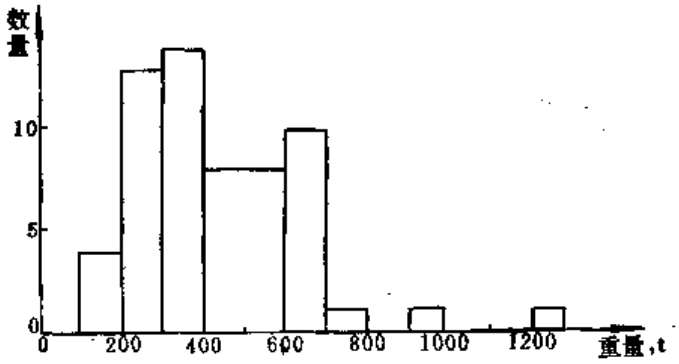


图 3-18　自移式破碎机的服务重量统计

3、单位生产率

自移式破碎机的单位生产率可按下式求得：

$$\text{单位生产率} = \frac{\text{小时能力}}{\text{服务重量}}$$

图 3-19为破碎机生产率统计资料。

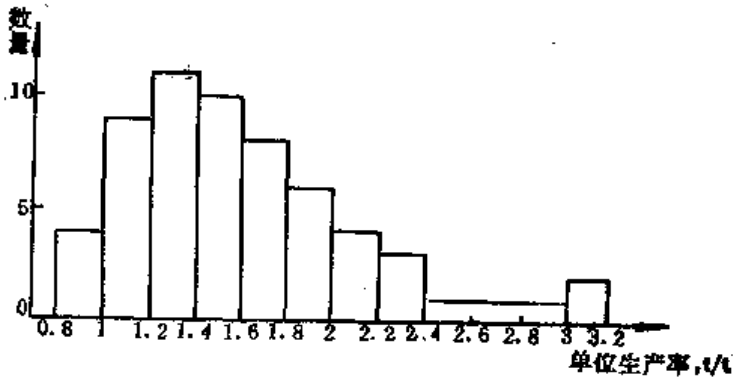


图 3-19　自移式破碎机单位生产率统计

一般而言，单位生产率的平均值约为 1.58；而迈步式自移式破碎机的单位生产率约较履带式及轮胎式高 12%。

4.破碎装置功率

图 3-20为自移式破碎机安装总功率统计资料。

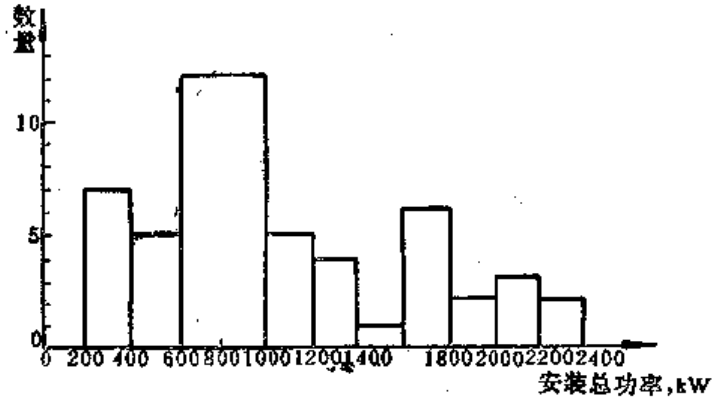


图 3-20 自移式破碎机安装总功率统计

破碎机的功率与破碎机的生产能力、破碎比有关，可按以下经验方程估算，即

破碎比小于 1 :10时(粗碎)

$$Y = 225 + 0.09X, \text{kW}$$

破碎比大于 1 :10时(中和细碎)

$$Y = 42.3 + 1.35X, \text{kW}$$

式中：Y——破碎机功率，kW；

X——破碎机能力，t/h。

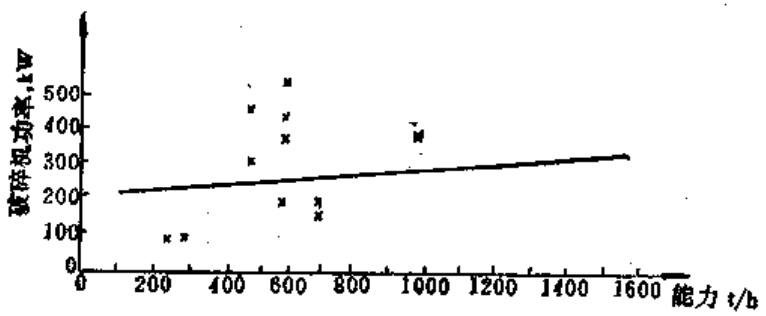


图 3-21 自移式破碎机组破碎机功率

(粗碎，破碎比<1 : 10)

图 3-21、图 3-22 为自移式破碎机组破碎机功率统计资料。

图 3-23 则为自移式破碎机组各部分功率的分配。

一般破碎功率约占 70%，走行和辅助设备则各占 15%。

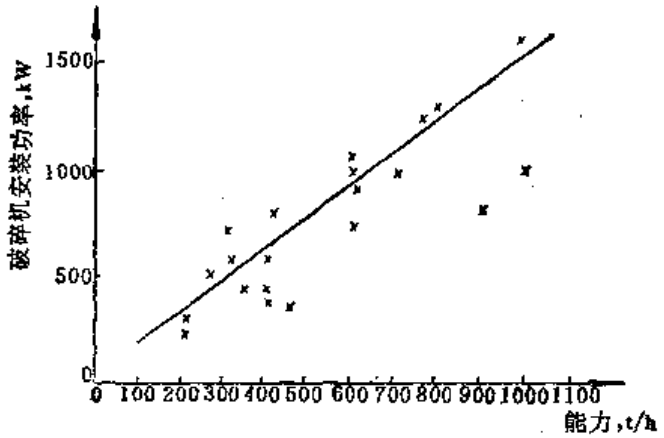


图 3-22　自移式破碎机组破碎机功率
（中和细碎，破碎比＞1：10）

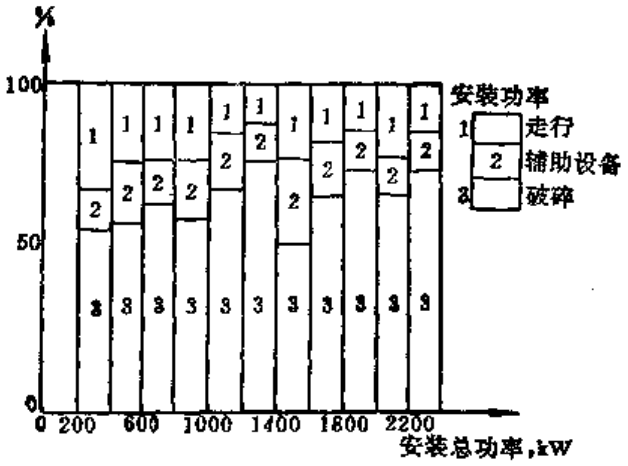


图 3-23　自移式破碎机组各组成部分功率分配

5. 自移式破碎机组的经济指标

自移式破碎机组单位能耗见表 3-7。

表 3-7　破碎机组单位能耗表

能　耗	圆锥破碎机		颚式破碎机	辊式破碎机	冲击式破碎机	锤式破碎机
	普　通	颚式—圆锥				
平均值 (kWh/t)	0.17	0.15	0.27	0.31	0.78	1.04
标准偏差	0.07	0.01	0.06	0.02	0.25	0.65

表 3-8 为自移式破碎机在各种矿岩中的设备单位磨损费用。

表 3-8 单 位 磨 损 费 表

矿 物	单位磨损费用(马克/t)		
	最小值	平均值	最高值
铜	0.06	0.12	0.20
铁	0.03	0.28	0.51
黄铁矿	0.20	0.56	1.02
硬砂岩	0.60		1.00
花岗岩	0.50		0.90
玄武岩	0.50		0.80
暗绿岩	0.35		0.60
闪绿石	0.40		0.80
辉绿岩	0.30		0.50
页 岩		0.06	0.15
石灰岩	0.10		0.30
泥灰石	0.05	0.10	

表 3-9 为自移式破碎机的投资构成。

表 3-9 自移式破碎机投资构成表

能力(t/h)	1000		1500		2000		2500	
	10^3 马克	%	10^3 马克	%	10^3马克	%	10^3 马克	%
投 资 费	5938	100	7694	100	8625	100	10807	100
给 料	1051	18	1262	16	1544	18	1880	17
破 碎 机	1211	20	1831	24	2018	23	2382	26
卸料设备	446	8	515	7	561	7	616	6
迈步走行	754	13	808	12	957	11	1037	10
框 架	1176	20	1554	20	1699	20	2205	21
电气设备	439	7	508	7	595	7	670	6
装 配	861	14	1115	14	1251	14	1567	14
额外费用								
轮胎走行	671		923		1224		1837	
履带走行	1265		1623		1837		2481	

第四章　其它开采新工艺

第一节　露天采矿机开采

连续式露天采矿机是从道路机械及井巷采煤机组移植开发的一种新型露天采矿设备。自1981年起在露天矿山开始使用以来，显示出其独特优点并在露天采矿作业中不断得到应用。

连续式露天采矿机是一种履带走行式设备。它用装有碳化钨镶尖截齿的旋转滚筒或多滚筒斗轮式机构截割物料，用滚筒的螺旋形结构或横向胶带机运输物料，然后通过主皮带输送机和卸料皮带输送机将物料装入卡车或输送机。

目前世界上已有多家公司生产各型露天采矿机。此外，一些试验型机组也正在开发之中。下面仅以克虏伯连续式露天采矿机(KSM)为例，对露天采矿机结构及其应用作简要介绍。

一、露天采矿机的结构

KSM机实际上是一种新型的紧凑型斗轮挖掘机。其主要组成部分是：机架、行走机构、切割机构、驱动系统和胶带运输系统(见右图4-1)。

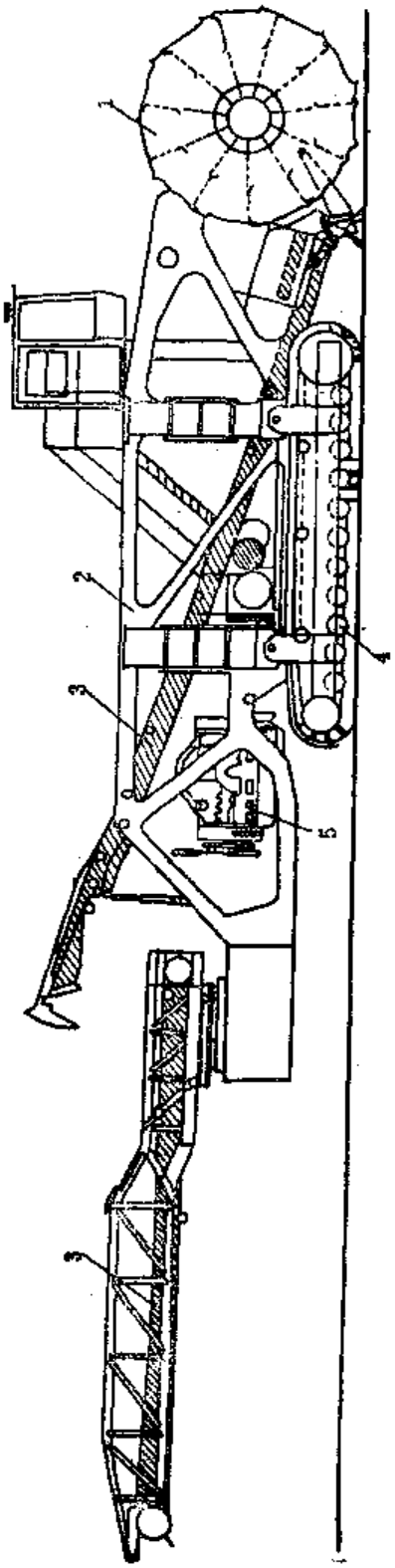


图4-1　采矿机结构示意图

1—斗轮；2—机架；3—带式输送机；4—履带；5—回转台

该采矿机的主要技术特征见表4-1。

1. 机架

机架是一个刚性焊结构件，柴油发动机、液压系统、带式输送机、司机室等都装在机架上。由2个液压缸控制可使机架相对行走机构沿纵向和横向倾斜(图4-2)，机器可自己开挖坡道并可在斜坡上进行作业。调整机器的纵向水平面可确定所需的切割高度（最大为斗轮直径的75%)，或者可使设备向上驶出采掘区域；调整横向水平面，可使设备沿着矿层的起伏进行采掘。

2. 切割机构

机器的切割机构位于机架前部，由4个并排装在一根轴上的斗轮组成，外形呈滚筒

表 4-1　KSM2000 型及 KSM4000 型的主要技术特征

指　标	单位	KSM2000 型	KSM4000 型
生产能力(煤)	t/h	1750	3500
斗轮直径	m	3.0	3.66
切割宽度	m	5.3	7.10
斗轮转数	min^{-1}	12	12
斗数		4×10	4×10
斗轮驱动功率	kW	360	360
横向胶带宽度	m	0.8	1.2
主胶带宽度	m	1.4	1.8
带速	m/s	3.2	3.8
履带链轮间距	m	5.5	8.31
履带型号		D9	Krupp
履带接地宽度	m	0.8	1.1
行走速度	m/min	0～53	0～53
服务重量	t	160	360

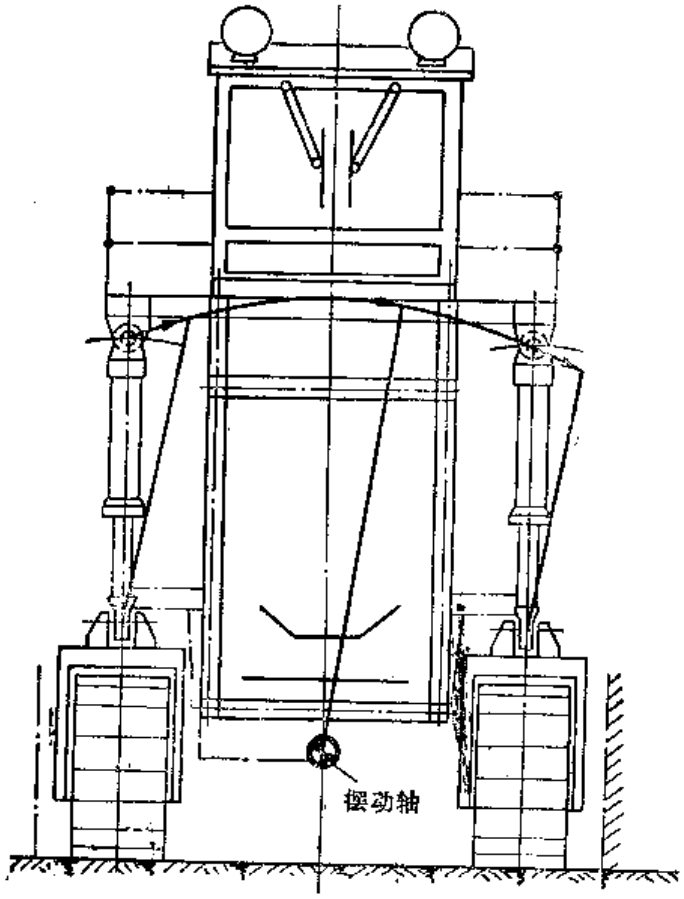


图 4-2　机架调整示意图

状。每个斗轮有 2 个侧盘和数个横向隔板，形成若干个斗子，每个斗内装有活动斗底，这种特殊结构的斗底可使切割下来的物料全部卸空，就是特别粘的物料也毫无问题。活动斗底的控制装置装在每个斗轮内，当斗子转向卸料位置时将斗底向上推出，卸完料后收回。在维护保养该控制装置时需将斗底卸下。

每个斗唇上装有可更换的斗齿，斗齿不仅切下物料，同时可将挖下来的物料破碎。该机所使用的斗齿形状及其排列布置方式，配合履带的向前平移，使 KSM的采掘能力比普通斗轮挖掘机高 5 倍。

在每个外侧斗轮与中间斗轮之间留有空间装置有行星减速器，用以驱动斗轮。两个减速器的输入端用一根轴机械地连在一起，以达到同步运转的目的。

3. 输送系统

输送系统包括 4 条胶带：两条横向、两条纵向。在外侧 2 个斗轮的后部各有一条横向胶带；2 条纵向胶带机中，一条是主胶带机，一条是卸料胶带机。外侧斗轮挖下来的物料由横向胶带机转载到位于机器中部的主胶带机上，斗轮组中部的 2 个斗轮则直接把物料卸到主胶带上。2 条横向胶带机为平面胶带机，由驱动滚筒和转向滚筒组成。这种胶带

机是标准设计，可在短时间内进行总成更换，减少停工时间。主胶带机为槽形胶带，槽角40°，其纵向倾角在给料区为15°，在卸料区约为25°。卸料胶带机悬挂在机架后部的球形轴承座上，由液压缸控制其升降。卸料胶带机可相对机器纵向左右各旋转105°。

4. 行走机构

行走机构由2条单履带组成，每条履带单独驱动。机架坐落在履带行走机构上。当切片厚度为斗轮直径的0.75倍时，其行走速度为3 m/ min；当转移工作地点时其行走速度为3.5km/h。当切片厚度较小时，可相应提高行走速度，以保证生产能力的均衡。

此外，与斗轮挖掘机不同，采矿机必须靠履带来产生部分切割力。为此在滚筒式切割机构后面安装一个滑撬，滑撬始终接地。滑撬前面还安装一块犁板。滑撬有三个作用：一是将斗轮式滚筒的一部分垂直作用力传给地面，相应在履带前后轮下面产生地面支承力，从而取消机器后面的配重；二是可通过改变滑撬相对于滚筒下缘的位置来精确地调整切割高度，并可使设备沿着矿层的倾斜度进行采掘；三是在挖掘过程中可能在底板上留下一条矮的岩棱，这时可用装在滑撬前面的犁板除掉，形成一个平坦的行走平盘。

5. 驱动系统

驱动方式可据矿山具体条件选用。

1) 柴油机-液压驱动　有单柴油机和双柴油机两种，按设备规格不同配备。

2) 柴油机-电力驱动　柴油发电机向各用电电动机供电。

3) 外电源供电　由拖动电缆向电动机供电。

二、开采方式及生产能力

开采方式分倾斜式开采和选择性开采两种。

1. 倾斜式开采

这一开采方式多用来开采厚煤层和具有多种煤质的煤层。图4-3即为采矿机与输送机配合进行倾斜分层开采作业示意图。

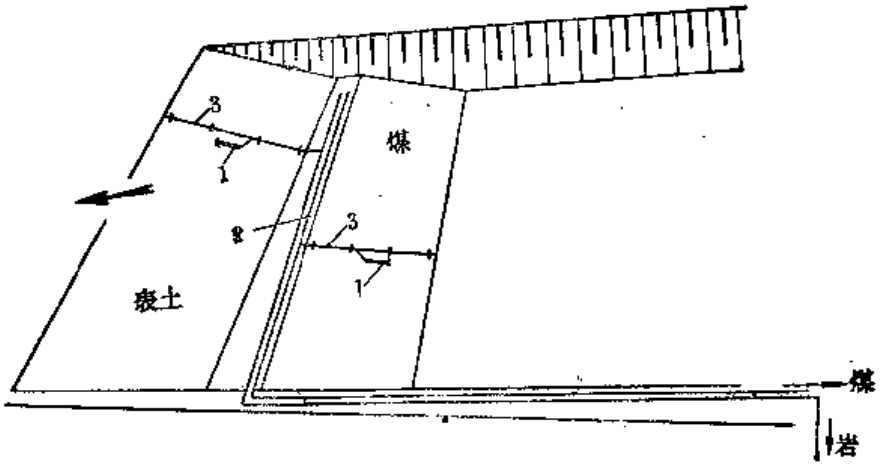


图4-3　倾斜分层开采作业示意图

1—采矿机；2—胶带机；3—工作面组件式胶带机

2. 选择性开采

这一开采方式适用于对多层矿物和废石夹层进行选择性采掘。图4-4表明采矿机与卡车配合作业示意图。当挖掘开始时，采矿机下挖一个坡道，然后横向朝着主要开采方

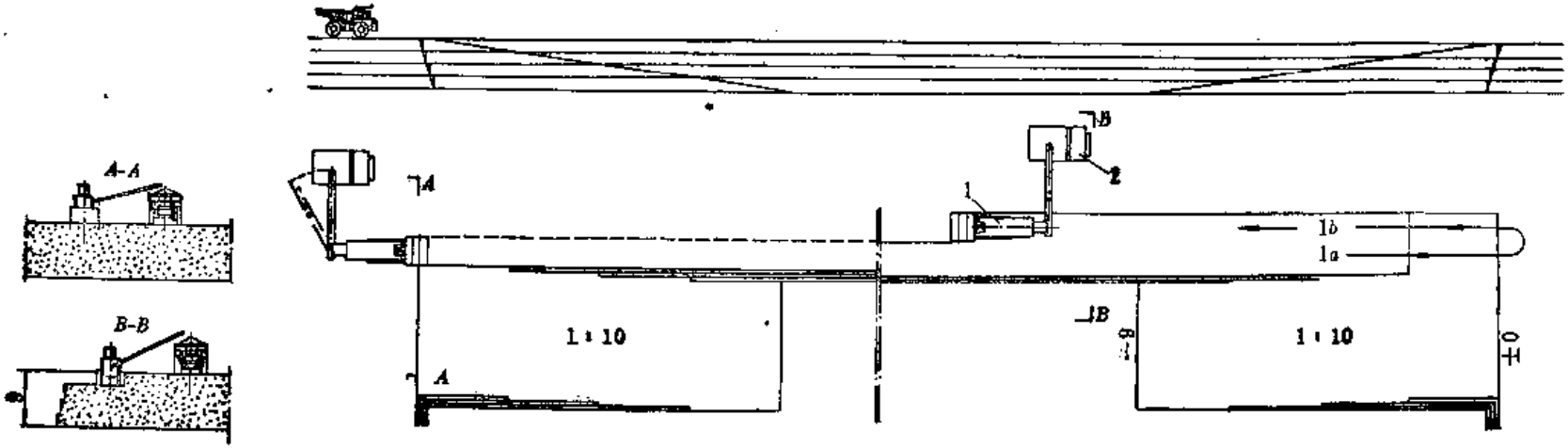


图 4-4　配合卡车进行选择性开采示意图

1—采矿机；2—卡车

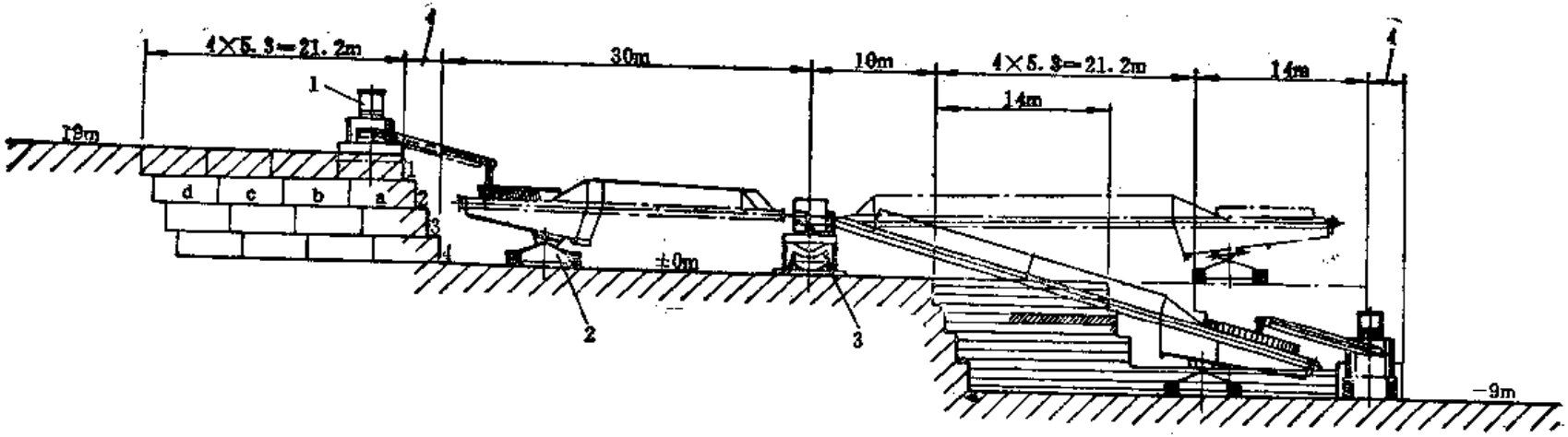


图 4-5　配合胶带输送机进行选择性开采示意图

1—采矿机；2—转载机；3—工作面胶带机；4—台阶坡面宽

向切割一个水平分层 l_a，高 2.25m。当纵向分层采到尽头时，采矿机向上挖出一个坡道，卡车与采矿机并列行驶在工作面的顶部。当采矿机调回头来即开始开采与前一个分层相平行的分层 l_b。当设备到达初始开采点时，则开始切割下一个分层 2_a、2_b。如此可周而复始的采完整个台阶。

图 4－5 为采矿机与移动式转载机及可移式胶带机配合作业示意图。作业过程与图 4-4 相似，采幅的作业同样也是从矿层的上部至下部进行平行切割。当整个采幅切割完毕后，输送机系统被平行移设到距原位置相当于 4 次平行切割宽度的新位置。图 4－6 则为该作业方式的平面示意图。

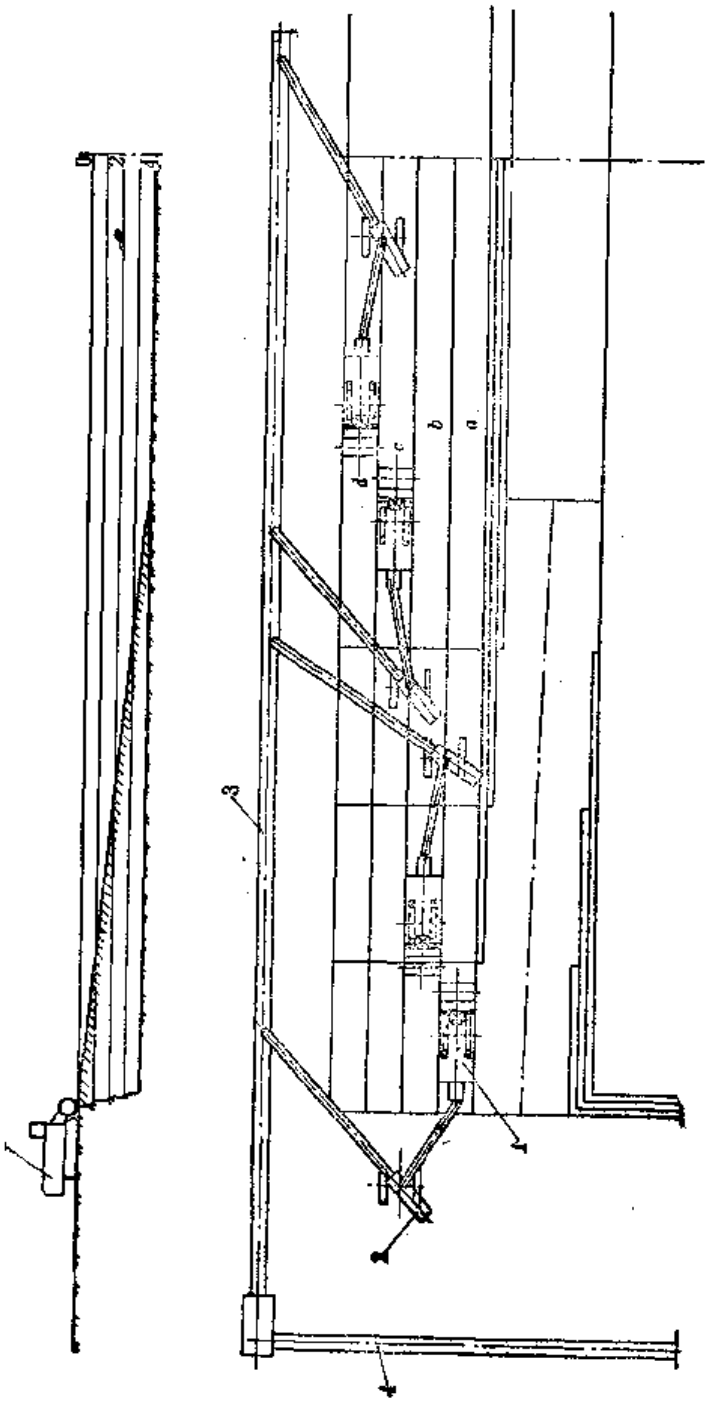


图 4－6　配合胶带输送机开采平面示意图

1—采矿机；2—转载机；3—工作面胶带机；4—始端提升胶带机

采矿机的理论生产能力主要和设备规格、切割高度及工作速度有关。工作速度则与采掘矿岩的结构、倾角及强度有关。图 4-7 为两种型号采矿机的理论生产能力诺谟图。

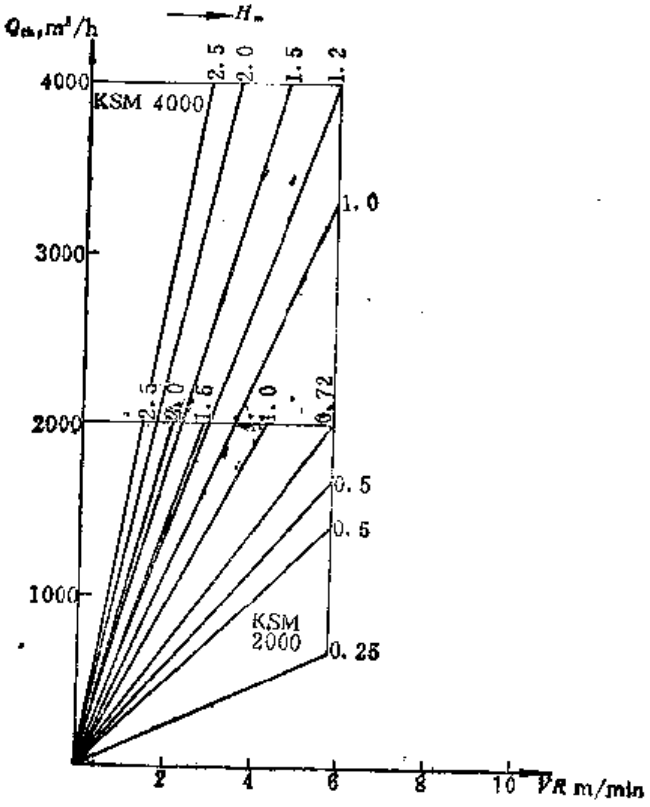


图 4-7　采矿机小时理论生产能力曲线

Q_{th}—理论生产能力；H_m—切割高度；V_R—工作速度

三、应用范围

采矿机可开采硬煤、褐煤、磷矿石、铝土矿、软石灰岩、油砂、油页岩、石膏、粘土、硝石等有用矿物及剥离砂砾层、泥质页岩、粘土岩、砂岩、风化和半坚硬的复盖岩层等。采矿机开采的物料硬度范围介于轮斗挖掘机和单斗-破碎机-胶带输送机开采物料硬度范围之间，即从10～50 MPa。因而，采矿机允许在中硬物料中可不经钻孔爆破直接开采，扩大了连续开采工艺的应用范围。

图 4-8 为各种开采工艺适用范围示意图。

1988年，一台 KSM 2 000 型在美国怀俄明州一硬煤露天矿试验了3500 小时，其指标如表 4-2。

西德克虏伯公司按以下原始数据（表 4-3）对北美一硬煤露天矿采用不同开采工艺时的经济效益进行对比，对比结果见表 4-4。

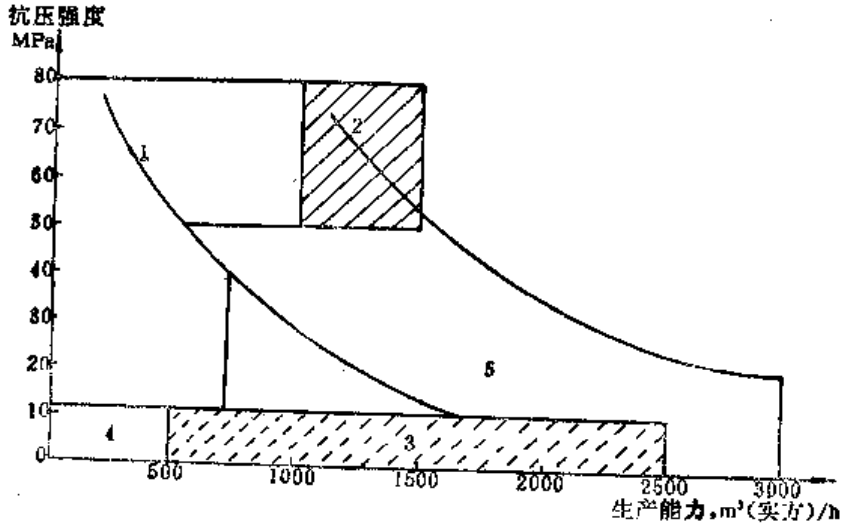


图 4-8　不同开采工艺适用物料硬度范围

1—液压铲、前装机（需爆破）；2—单斗铲（需爆破）；3—紧凑型轮斗铲；4—铲运机；5—采矿机

表 4-2 KSM2000 型作业指标

物　料	密　度，t/m³	抗压强度 MPa	抗拉强度 MPa	生产能力，m³/h	单位电耗，kWh/m³
煤	1.26	11.3	0.7	1300	0.15
煤层间夹石	2.2	8.0	0.6	1050～1150	0.17
含夹石的剥离物	2.2～2.8	2.2～44.9	0.4～3.3	700～750	0.27～0.38

表 4-3 原　始　数　据

项　目	数　据
额定生产能力	3266t/h
年工作小时	4000
工资	30 美元/h
柴油费	0.18 美元/升
电费	0.16 美元/h
利率	10%
折旧期	10 年

表 4-4 不同开采工艺的经济指标(%)

工　艺	基建费用	生产费用	综合(现值)
单斗铲-卡车	100	100	100
采矿机-卡车	92	86	81
采矿机-输送机	100	60	71

第二节　架线双能源卡车

在中硬、硬岩及各种复杂的矿床赋存条件下，单斗铲-卡车开采工艺在露天采矿作业方面的巨大优点早已为世所公认。其主要不足是燃油耗量大及吨·公里运输成本高。因此，寻求一种既能保持卡车作业的机动灵活性又能大幅度降低燃油耗量及运输成本的运输设备，对于露天采矿业的发展甚为重要。在设置坑口电站的露天煤矿区，上述要求尤为迫切。

一、架线双能源卡车的发展及其特点

架线双能源卡车(或称架线柴油电力卡车)是一种利用电厂的电能与原有的柴油发动机交替驱动卡车电动轮运转的双能源驱动卡车。美国的尤尼特-瑞格、通用电气等公司在发展这种技术中居于领先地位。至今，全世界已有 30 多个矿山使用架线卡车技术并取得收益。

1956 年里维塞德水泥公司首次在矿业方面采用架线方式。在这次应用中，由机械驱动的 Kenworth 30t 后卸汽车安装了 350 马力的牵引电动机，改装成电力驱动汽车，顶部架线通过受电弓带动电动机，这一系统使用了 15 年。

位于新墨西哥奇诺的肯尼科特铜矿公司(KCC)于 1967 年对装有架空供电装置的 100t 矿用大型卡车首次进行了可行性研究和样机试验。奇诺试验结果表明，在 7% 的坡道上使用架线可使汽车速度提高 136%。

魁北克的卡蒂尔矿业公司(QCM) 1971 年将其所属拉克金尼矿的汽车都改装为架线

方式，使用到1977年，把整个矿床采完为止。在这套系统使用期间，该公司的产量提高了23%，而坡道上的油耗则下降了87%。

80年代，在非洲南部，燃油价格高和供应不可靠是发展架线柴油电力汽车的主要动机。南非钢铁工业有限公司(ISCOR)锡兴铁矿和帕拉博拉铜矿均于1980年春天开始样机试验。现在，这两个露天矿所有的170t卡车都安装了架线电力装置，明显地节省燃油和提高了产量。赞比亚联合铜矿公司(ZCCM)下属的内查汉格露天矿目前亦在顺利执行改装计划并取得收益。

架线柴油电力卡车的优点为

1)节约柴油燃料　在大多数应用卡车运输的露天矿中，运输卡车的耗油量超过露天矿总耗油量的50%，卡车使用架线后，燃油消耗量显著下降(图4-9)，同时也改善了卡车的性能。架线卡车作电车运行时，柴油机仍高速空转，驱动风机冷却电动轮和其它辅助设备。

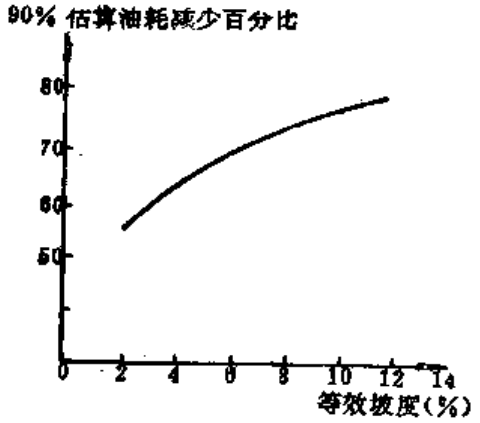


图4-9　应用架线卡车节约油耗量值

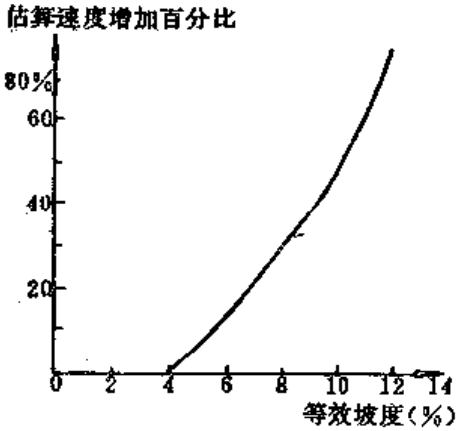


图4-10　应用架线卡车时估计速度增加值

2)增加运量或提高矿坑产量　大多数运输卡车在上坡时其特性受发动机功率的限制，致使速度较低。架线卡车引入电能后，可达到较高的速度，并能在电动轮电机承受的发热条件下克服长大坡道，从而缩短运行周期，提高矿坑产量(图4-10、图4-11)。

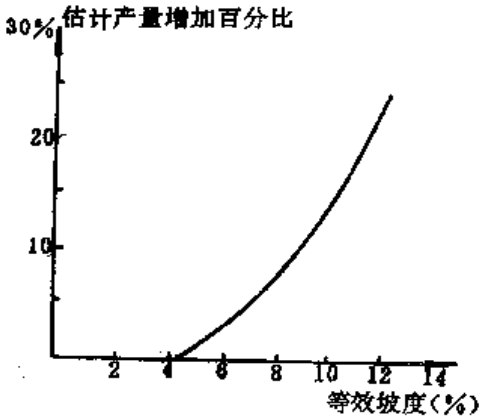


图4-11　应用架线卡车时估计产量增加率

3)降低柴油发动机的维修费用　由于架线地段卡车的柴油机输出功率较小，柴油机以较轻负荷实现工作循环，减少柴油机小时维修费用和缩短维修时间。

架线柴油电力卡车的缺点为

1)须维修新增的附加设备　由于架线卡车附加配电设备和车内电气装备，矿山需要增加电气方面的维修。此外，小时循环次数增多，也会增加卡车维修量。但生产率提高将抵消部分费用，从而降低单位维修费用。

2)铺设架线运输线路受到一定条件的限制，并限制了卡车运输的灵活性。

3)由于架线系统比较昂贵，只能采用在装备较少的运输道路上提高车流密度来最大

限度地回收投资，这需要修改采矿计划。

二、架线双能源卡车的结构

图 4-12 为架线双能源卡车的结构系统示意图。

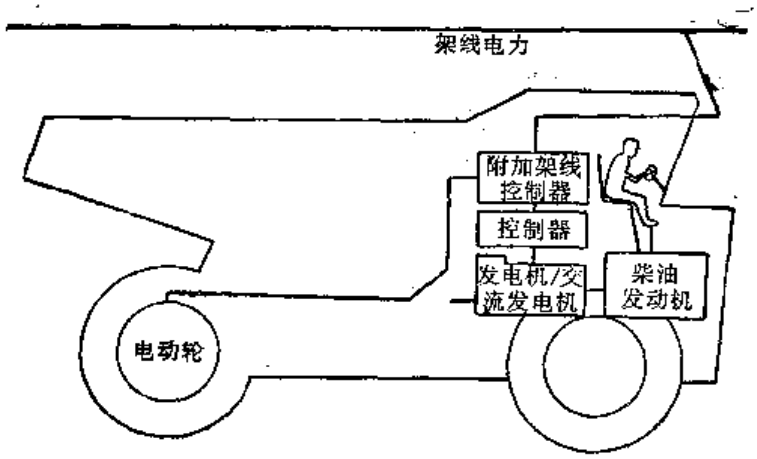


图 4-12　架线柴油电力汽车结构系统示意图

图 4-12表明，电力从沿运输道路布置的上部架线系统通过接触杆或导电弓架传输到卡车，经一系列动力开关接触器到电动轮，使发动机降到低负荷工作状态。架线卡车装置包括车内的电气装置和沿运输道路分布的电力系统两个部分。

1. 架线设备

架线系统包括交流输变电系统和向悬挂在运输道路上的导线(或母线)馈送直流电的配电系统。变电所和整流所的容量及位置应根据电能需要确定。架线设备须根据运输卡车行车密度、架线运输道路长度、运输汽车驱动系统类型和架线设备的移设周期等因素确定。

架线系统有两种方案。一种是移动系统，包括焊接在底盘上的架线杆子和绑在底板上的拉线，其底盘用其它装置压住。当电杆需要移动时，电杆沿地面滑移到下一个位置；另一种是固定的架线支撑，电杆埋置在钻孔内。

运输道路上部的架线系统有三种形式(图 4-13)。图 4-13*a* 为用于主要运输道路的永久装置；图 4-13*b* 为简单的悬挂系统，要拉紧电线以减少下垂和摇摆；图 4-13*c* 使用“T”型铝条代替导线，“T”型铝条强度大，容易固定，但价格昂贵。

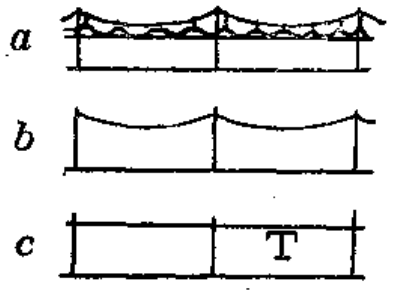


图 4-13　架线系统类型示意图
a—永久装置；*b*—简单悬挂装置；*c*—T 型铝条

2. 车内电气装置

车内的电气装置从架空线引入直流电能，通过级差电阻传给电动轮。电传感器装在固定于卡车大架或倾卸车箱护板的支撑架上，电气控制箱直接放在司机室后面，包括电气控制、逻辑继电器或电源接触器。现有的延时电阻器履行双重任务，同时做加速级差电阻器，控制主电源的级差电阻器也放在延时电阻器箱内。

为了保证架线电力汽车作业安全，电气系统配置有一系列的保护装置。

1) 漏电检测　用以防止系统在架线运行中发生接地故障的安全措施。当汽车靠架线

工作时，如果电力系统不是直接在电机电枢之间而是在其它任何一点发生连接，则车架上就会有高于或低于地面的地位。为了安全，安装了一个系统来检测泄漏到车架上的电流。如果检测到泄漏电流，集电杆自动下降，电源电路重新设置为柴油机运转方式。

2)栅极电阻保护　防止滑线电阻器在超过设计限度的电流下运行而遭破坏。如果汽车严重超载或减速时处于比设想的坡度更大的坡道上，栅极保护电路便通过检测电枢电流的时间和量度，自动地转换到柴油机状态。栅极电阻也可保护因滑线电阻加速未能完成而造成的损害。

3)过电流保护　减小接地或电弧对电气设备的损害。

4)线路电压保护　保护电气设备免受过高电压，同时为防止集电杆反跳还包括了低电压保护。如果因为反跳使电压发生间断，将出现瞬间电机电流。这种瞬间电流能引起整流故障，严重时出现电弧。线路电压保护装置可以检测反跳间断并自动地把滑线电阻插入电枢电路中，缓冲了电流冲击。如果电压超过设计限度，控制系统将自动转换到柴油机方式，直到电压返回到正确水平，这时滑线电阻才能重新启动。

5)保护性闭锁　防止在正常运转条件下，对系统的意外和错误操作。

6)中断控制　系安全防护措施。当处于架线状态时，操作者必须用脚将加速踏板全部踏下，如果司机因某种原因放松了踏板，架线动力将自动地从电动轮上消失，汽车将进入滑行状态。

三、架线双能源卡车的经济分析及应用条件

美国尤尼特-瑞格公司以170t卡车、年作业小时5000h/a、道路坡度8%、卡车周期时间为2.75周/h以及架线部分运程为36%等条件下，应用架线电力卡车的可行性如图4-14所示。

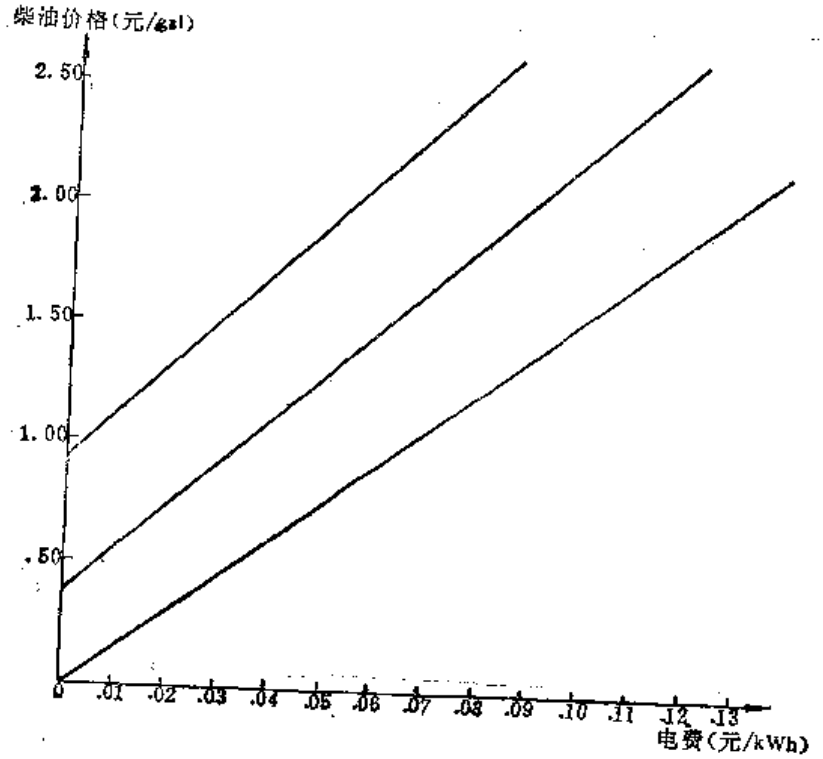


图4-14　架线电力卡车经济范围示意图

1—偿还期小于2年；2—偿还期为2～4年；3—不亏不盈界线

下面以一个计算实例表明双能源卡车的效益，实例中的"元"系指"美元"。

某矿山有30台154t运输卡车，同一时间内在2130m长的架线运输道路上有$\frac{1}{3}\sim\frac{1}{2}$的卡车运行。维修费用取为架线和车内电气装置投资额的10%。路旁架线装置移设费用假定整个架线系统以3年为期进行移设，则年移设费用按架线系统全部建设费乘以130%，再分摊在3年内。

1. 系统投资

1）架线系统费用

设备费用（架线、电杆、电路熔断器、线间变电所、主变电所）	2988000元
总建设费用（地基、安装、劳力、试运转费用）	1125000元
工程设计费用	660000元
不可预见费用	350000元
总计	5123000元

2）卡车设备费用（除车内电气装置外还包括安装调试和集电弓结构支柱）

车内电气装置	65000元
安装和调试	10000元
	75000元/台

3）整个系统的设备费，考虑架线配电系统和车内电气装置以及增加生产后减少10%的投资为：

配电系统费用（2130m）	5123000元
车内电气装置费用（共36台）	2700000元
整个系统投资	7823000元
以劳动生产率提高（3.6台，700000元/台）	
10%后调整投资费用为	2520000元
纯投资（7823000－2520000）	5303000元

2. 生产费用

1）电力费

$$\frac{1343\text{kW}\times 36\text{台}\times 25\text{min/周}\times 5000\text{h/a}\times 0.04\text{元/kW}\cdot\text{h}}{60\text{min/h}}$$

$$=4029000\text{元/a}$$

2）架线移设费

$$\frac{1125000\text{（建设费）}\times 130\%}{3\text{a}}=487500\text{元/a}$$

3）燃油节省费

全马力爬坡时10分钟油耗：	
柴油运行时油耗：	14gal
架线运行时油耗：	1 gal
每个循环节省油量：（14－1）	13gal
节省燃油费用	

= 2.5循环/h × 13gal/循环 × 36台 × 5000h/a × 1.15元/gal

= 6727500元/a(1.15元/gal)

= 7505000元/a(1.30元/gal)

4)节约作业费用

年纯作业费用按两种油价计算节省费用如下：

年节省燃油费用	6727500元(油价为 1.15元/gal时)
减去：电力费用	4029000元
维修费用	782300元
架线移设费用	487500元
总纯节省费用	1428700元
年节省燃油费用	7605000元(油价为1.30元/gal时)
减去：电力费用	4029000元
维修费用	782300元
架线移设费用	487000元
总纯节省费用	2306000元

3. 回收期

$$\text{回收期} = \frac{\text{净投资额}}{\text{纯节省费用}} = \frac{5303000}{1428700} = 3.7\text{a}$$

或 $$\text{回收期} = \frac{5303000}{2306000} = 2.3\text{a}$$

美国 Wabco 公司提供了架线电力卡车系统的基本估计(1983 年资料)，其组成为：

(1) 架线费用，包括接触线、馈电线、电杆及支撑接触线网的结构物，计为 332 美元/m；

(2) 架线配电费用，其值与某区段内同时运行的车辆数和车型有关，一般按$\frac{1}{3}$～$\frac{1}{2}$的车辆同时在线上运行考虑，计为 94 美元/kW；

(3) 加装控制装置费用为 9.2 万美元/台；

(4) 项目投资费用，包括设计、管理等，不包括为设置架线系统而发生的矿山工程费用，一般为设备费用的 25～30%。

架线电力系统的还本指标，可按以下条件计算。

1)两种能源的单价比

柴油(美元/gal)/电价(美元/kWh)＞18～20

系统应有 2 年以上运营时间及 1.6 亿 t-km 以上的运输量。

2)年还本率，与能源单价比有关，可按下值选取。

单价比	年还本率，%
20	30
30	43

帕拉博拉矿业有限公司是采用架线柴油汽车应付原油大涨价及运输费用剧增并取得效益的成功实例。该公司日采矿石 17750t，废岩 337250t，每周工作 6 天，采用 150t 汽车及勺容为 7.6～19m³ 的挖掘机。矿坑周界为 3.026 × 2.478km，现地表以下采深为 250m，

最终采深将达774m。在1978～1981年期间，因柴油价格上涨了215%，致露天矿开采费

表 4-5　在原矿和废矿运输路线上架设或不架设电力系统情况下的循环时间比较

单位：min

台阶25至初级破碎站	装载	台阶25至18	台阶18至7	平路上运行	废矿场坡道	废矿场内运行	废矿场	废矿场内运行	废矿场坡道	平路上运行	从台阶7至18	从台阶18至25	总时间
非架线电力系统	4.87	7.08	8.95	0.91	—	—	2.65	—	—	0.91	3.09	2.62	31.08
架线电力系统	4.87	7.08	5.16	0.91			2.65			0.91	3.09	2.62	27.29
差别			3.79										3.79
降低的时间%			42.35										12.19%
台阶25至4废矿场													
非架线电力系统	4.87	7.08	8.95	2.36	3.54	1.01	2.17	1.01	1.19	2.36	3.09	2.62	40.25
架线电力系统	4.87	7.08	5.16	2.36	1.96	1.01	2.17	1.01	1.19	2.36	3.09	2.62	34.88
差别			3.79		1.58								5.37
降低的时间%			42.35		44.63								13.30%

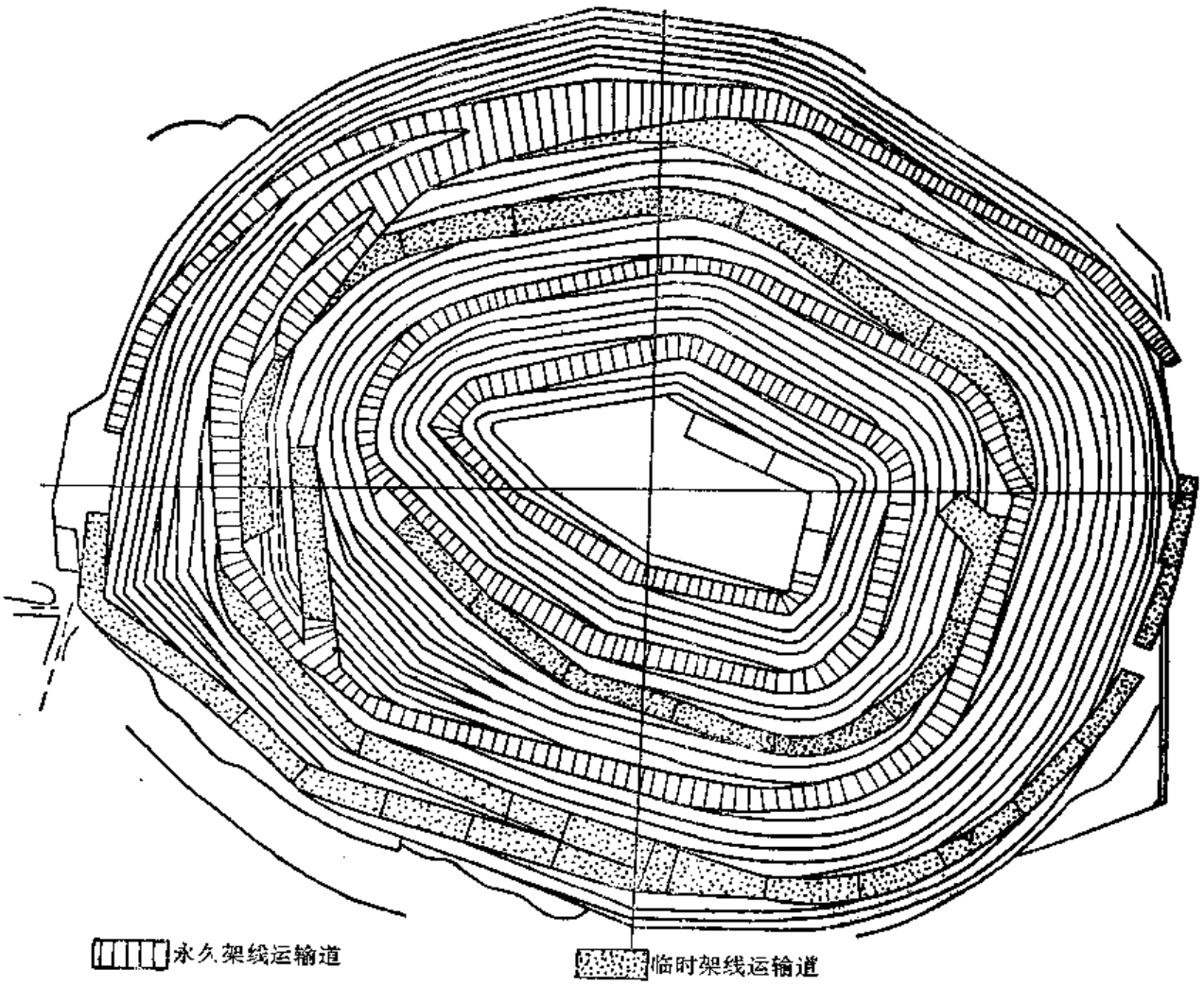


图 4-15　帕拉博拉矿架线运输道示意图

用增加了122%。

为了减轻上述影响，决定在露天矿主坡道上使用架线柴油汽车(图4-15)。至1981年10月，1200V的架空线已全部安装竣工，2.7km的架线电力运输系统的有效利用率达90%，架线柴油汽车在上坡时的速度增至10km/h，使矿山的运输能力提高14～15%。表4-5为架设或不架设电力系统情况下循环时间的比较。

系统效益如下：

架线电力系统的实际建造费用为1270万兰特(1兰特约等于1美元)。系统的平均效率为90%，约98%的重载汽车可在架线电力系统内走完全程，仅极少数汽车因严重超载、司机操作失误或电气装置的问题而在系统内发生故障。

在架线电力系统内，汽车的柴油消耗量大约降低19l/km，在此期间，电能消耗平均为77kWh/km。表4-6为架线电力系统整个发展时期的现金流动估计。由表4-6可知，累计现金流动节约值可达40百万兰特。

表4-6 架线电力系统整个发展时期的预计现金流动

年	总投资和生产费用（万兰特）	汽车在效率为90%的架线电力系统内运行的运距（km）	纯节省费用（万兰特）	纯现金流动（万兰特）
1981	1280	151398	91	-1189
1982	325	813022	529	+204
1983	175	1166608	758	+583
1984	90	1166389	758	+668
1985	70	1006781	654	+584
1986	80	1509378	981	+901
1987	120	1833667	1192	+1072
1988	120	1314820	855	+735
1989	80	1246864	811	+731
1990	100	1242626	808	+708
1991	110	1186164	771	+661
1992	50	1087034	707	+657
1993	50	1089294	708	+658
1994	120	1011362	657	+537
1995	120	1181004	768	+648
1996	120	1068672	695	+575
1997	50	1438086	935	+885
1998	50	705301	459	+409

架线电力汽车的应用除应详细评估其经济效益外，据各矿山的使用经验，在技术上尚应考虑以下因素。

(1) 道路曲率半径不大于200m；卡车道路要拓宽，斜坡道应设置为三车道；台阶间应为电铲走行另外修建斜坡道；

(2) 架线附近炮孔应减少装药量和用迟发起爆以控制飞石；

(3) 道路路面应保持平整，路面水平差应控制在±0.5m内，以保证架线与集电弓接触良好；撒落在道路上的矿岩必须立即清除，以免汽车为避让落石而离开线路；

(4) 集电靴应能保持在坡道弯曲和起伏的情况下与架线接触良好；

(5) 坡道上不应积水。在雨季时，架线电力系统的卡车在下阵雨前应停止运行或雨后再运行，以获得坡道上无积水条件；

(6) 在弯曲坡道上架设的输电线，其递增的挠度不应超过5°；

(7) 为了帮助司机在夜晚也能看见架空导线，使汽车沿正确的路线行驶，需装配一不太亮的照明系统减轻司机的视觉负担。

第三节 高倾角带式输送机

普通倾角带式输送机向上运送坡角一般不超过18°，尽管这一坡度已是道路坡度的三倍，由于倾斜带式输送机移置困难，在深露天矿中带式输送机线的设置仍是一个复杂问题。高倾角带式输送机正是为了减少胶带运距和简化运输机线设置而研制的，它适用于不同场合(图4-16)，从而成为连续工艺系统中一个重要的发展方向。

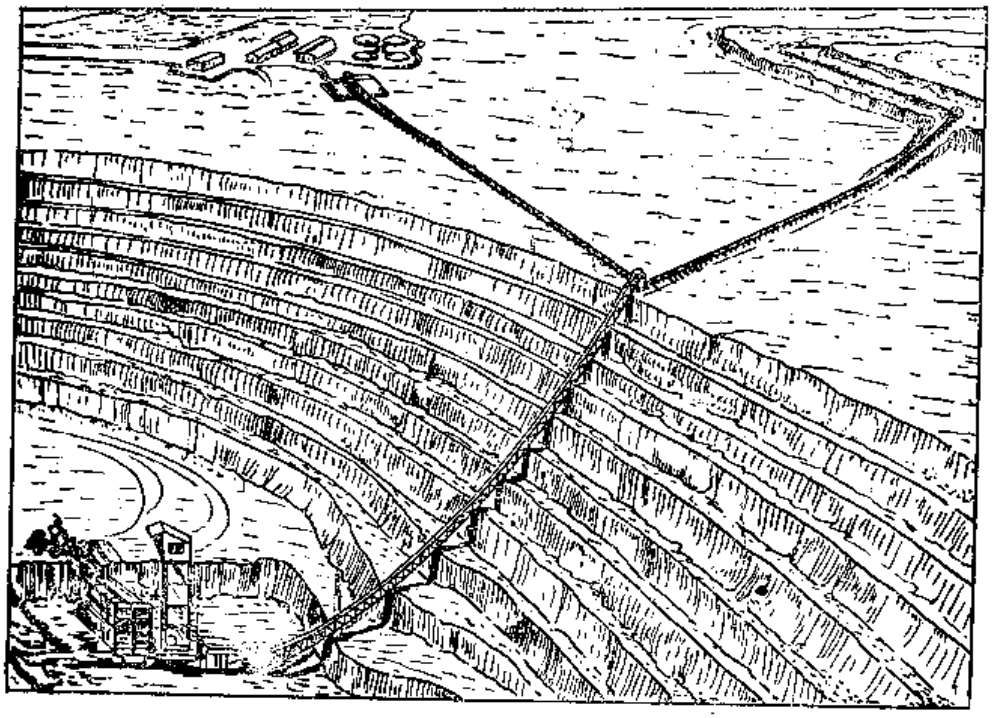


图4-16 高倾角输送机的应用

进入80年代以来，高倾角带式输送机的发展较快，目前已有多套商业机组在运行。有关试验和商业机组的指标见表4-7。

对于高倾角带式输送机，使所运物料稳定地保留在胶带上的方法有下列几种：

(1) 增大所运物料与胶带表面的摩擦系数；

(2) 增大所运物料加于胶带上的压力；

表 4-7　高倾角带式输送机组资料

项目 \ 机组	单位	试验机组	特里通煤矿公司机组	南斯拉夫马丹佩克铜矿机组	怀俄明煤矿机组
运送物料		各种物料	煤	铜矿石	煤
物料容重	t/m³	0.8～2.4	1.4	2.08	1.4
块　度	mm	—	—	最大 250	
倾　角	°	30°～60°	60°	35.5°	35°
输送能力	t/h	1955～2684	1814	4000	2903
带　宽	mm	1524	1524	2000	1829
带　速	m/s	0～6.1	4.65	2.85	4.57
提升高度	m	7.9～19.5	32.9	93.5	29
驱动功率	kW				
上胶带		74.6	112	450	149
下胶带		111.8	149	900	224

(3) 借助于横向隔板产生推力，此隔板与承重平板一起移动，并承受所运物料重量的纵向分量。

高倾角带式输送机按其承重机构的配置方式可分为五种类型，即具有摩擦元件和挡护元件(凸棱、挡板、隔板)的胶带，带压紧胶带的胶带，有深沟槽的胶带，带悬吊式胶带的胶带，有斗式承重机构的胶带。

图 4—17～图 4—22 为高倾角带式输送机几种承重机构的配置方式示意图。

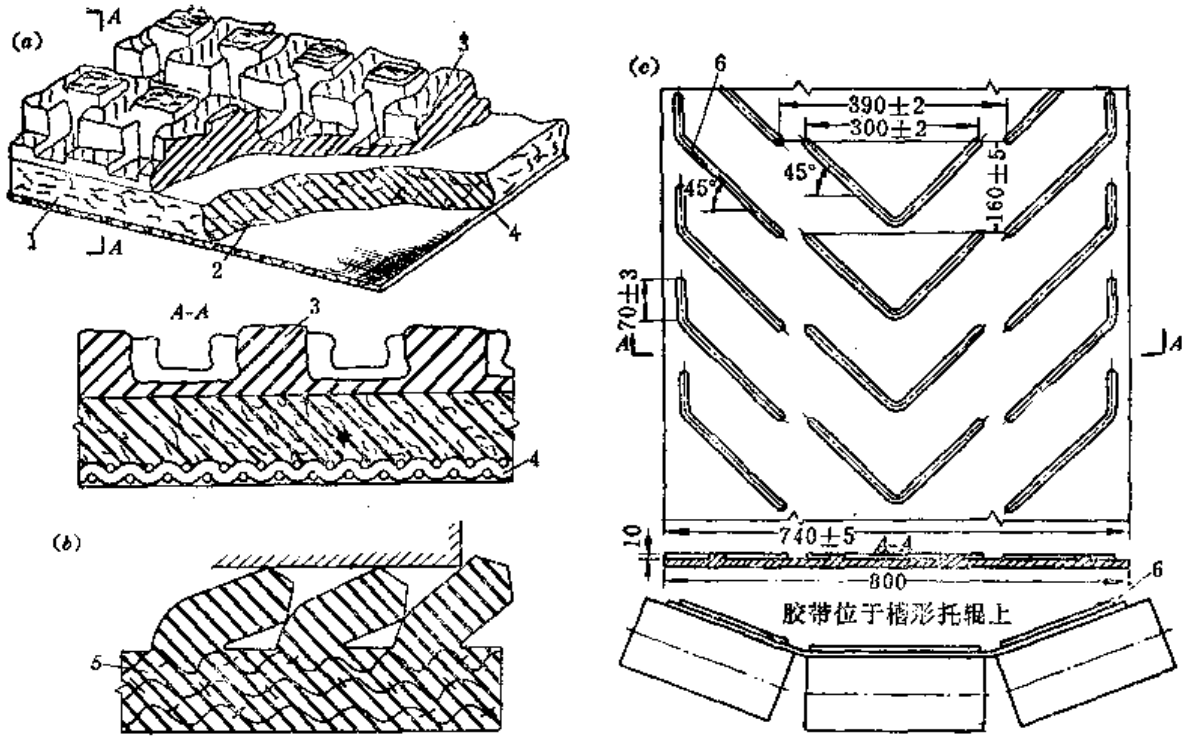


图 4-17　有摩擦凸棱(a)、肋条(b)和人字凸棱(c)的胶带

1—轮胎线；2—编织线；3—摩擦凸棱
4—织物衬垫；5—肋条；6—人字凸棱

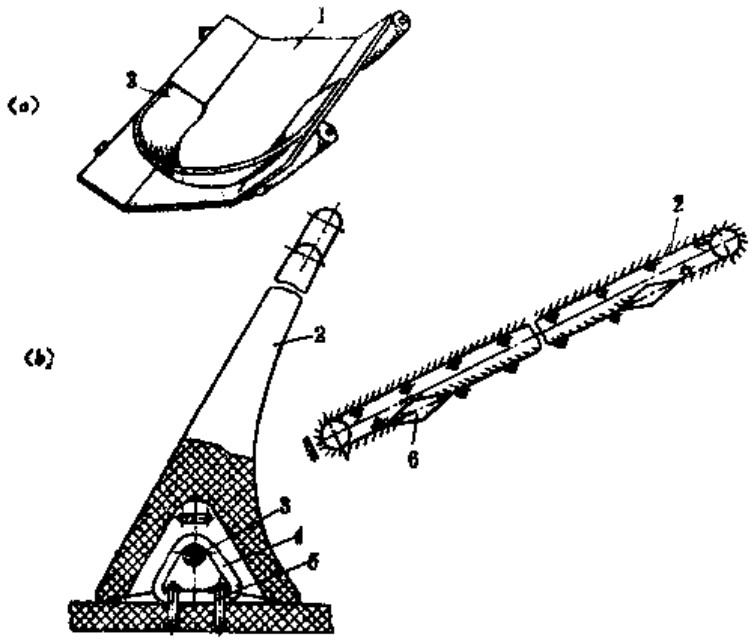


图 4-18　装有隔板的胶带

a—马蹄形弹性板状隔板；*b*—高架底座式隔板；
1—胶带；2—隔板；3—金属棒；4—链节；5—卡钉；6—胶带翻转部位

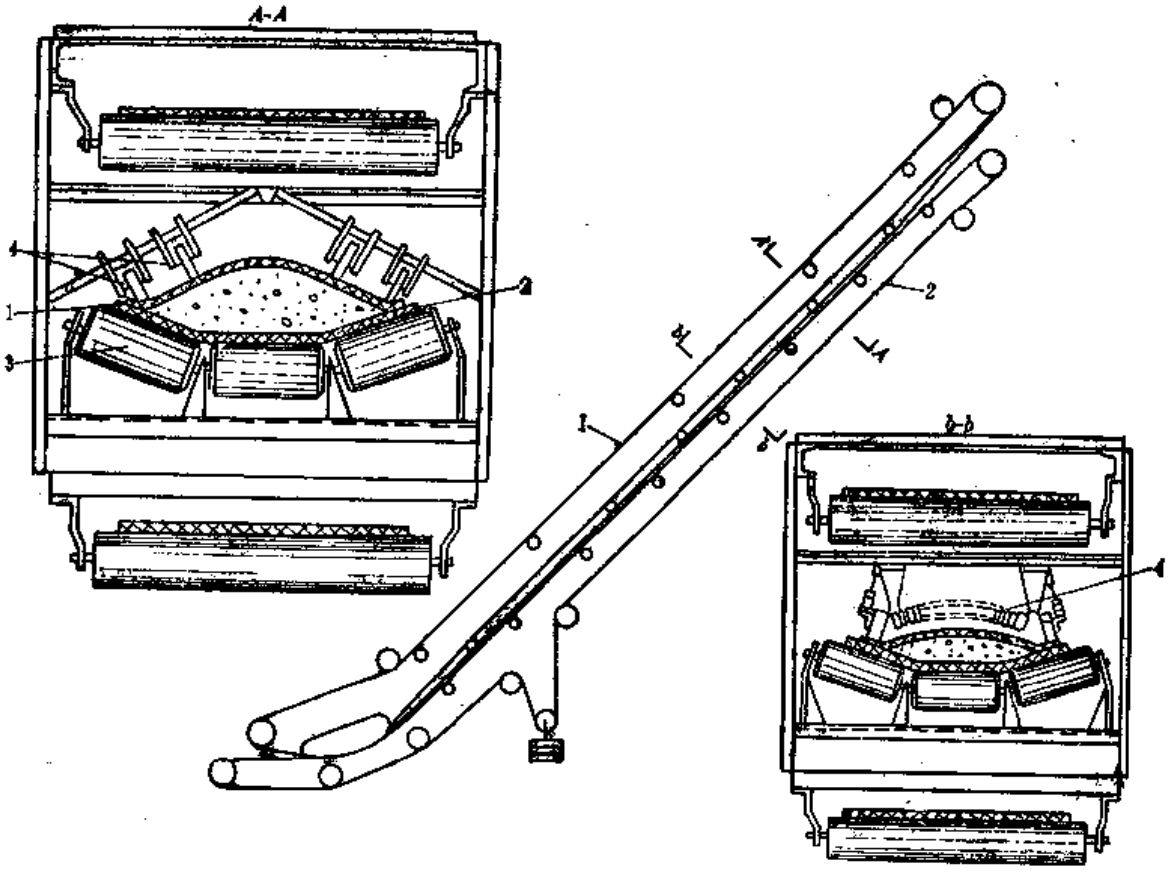


图 4-19　平面压紧胶带和压紧装置的配置方式
1—压紧胶带；2—承重胶带；3—托辊；4—压紧辊

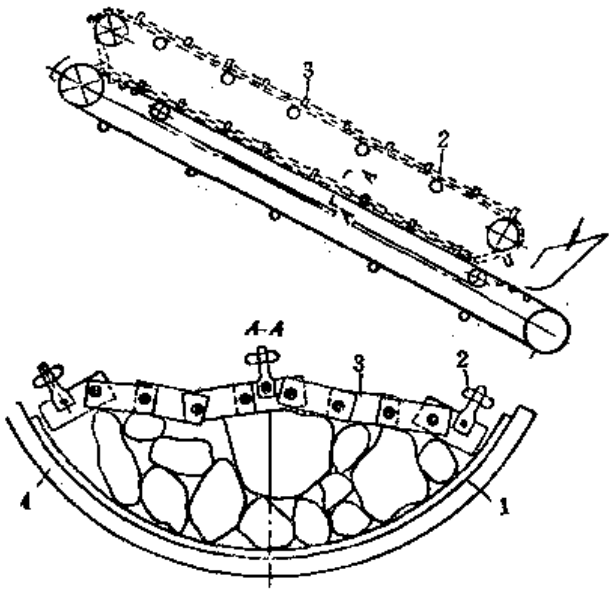


图 4-20　装有特种压紧胶带的高倾角输送机

1—承重胶带；2—环链；3—片式链(板链)；4—运转支架的横梁

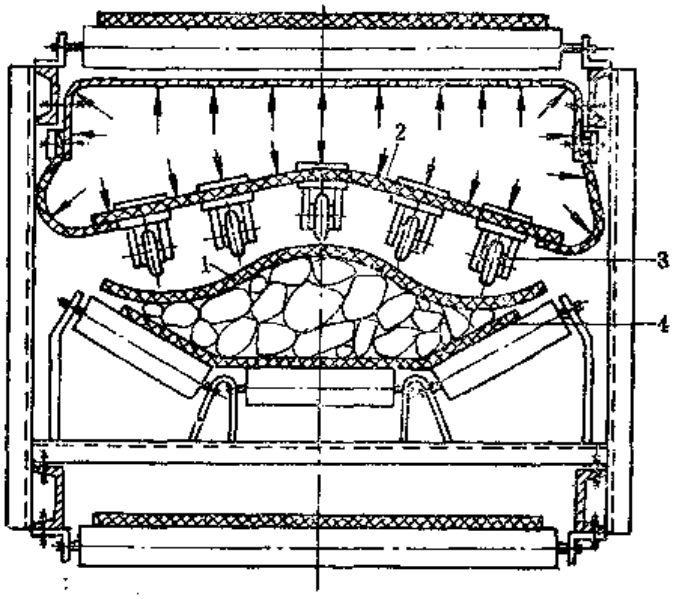


图 4-21　装有压紧充气室的高倾角输送机

1—压紧胶带；2—充气室；3—压紧辊；4—承重胶带

在上述各种承重机构配置方式中，目前处于商业实用阶段的高倾角输送机有两种基本类型：夹持式(Sandwich)胶带系统和槽式(Flexowell)胶带系统。前者由美国大陆胶带输送机和设备公司研制；而槽式(即隔板式)由德国康拉德肖茨公司制造。

夹持式高倾角带式输送机有两种型式，即机械加压夹持式和蛇形夹持式。它们的基本原理是通过夹紧力把物料夹在两条胶带之间，运往卸载地点。机械加压夹持式胶带运输机的夹紧力是由加载弹簧产生的，而蛇形夹持式胶带运输机的夹紧压力则是依靠胶带张力和运输机纵断面曲率所引起的径向压力所产生的。

夹持式胶带输送机通过双层胶带把物料夹在中间，这需要增加一条胶带。而槽式运输

机将物料置于由输送机的侧壁与横向隔板形成的间隔内(图 4-23),即通过胶带结构使物料在高倾角下运送。为了能从水平运输过渡到陡角运输,必须能够越过小半径的曲率。为此,槽式胶带的侧壁制成垂直波纹形,当胶带向内和向外弯曲时,使侧壁能承受压缩和拉伸。目前制造的槽式胶带机,隔板的高度达 600mm,侧墙的高度达 630mm。

高倾角带式输送机既可固定安装,也可以自行。后者尚处于开发阶段,现有三种类型的移动式高倾角输送机。

1. 台阶提升式输送机　它是一个履带行走的栈桥,可通过改变栈桥的倾角调节台阶

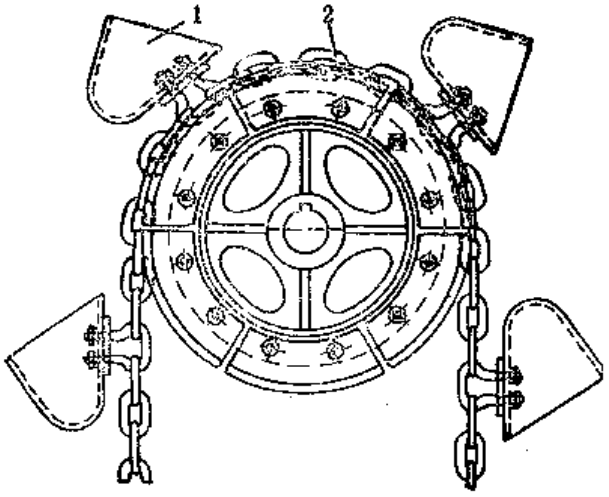


图 4-22　斗式输送机
1—料斗;2—链条

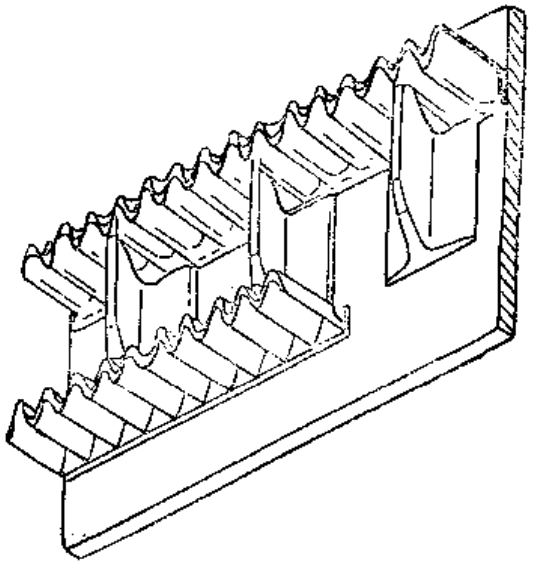


图 4-23　槽式胶带输送机的隔板和侧壁

的高度。为了校正输送机在装载点和卸载点的倾角设有专门的调平装置。这种输送机较便宜,但灵活性差。

2. 挖泥机型高倾角输送机　该型机装有一个刚性组合梁(图 4-24),为了减少费用,不设置回转机构。维修时,梁可以升到水平位置,利用设备的履带行走装置运动使梁回转。其优点为输送机的移动性较好,梁的角度可调整,以适应边坡角度,但投资较高。

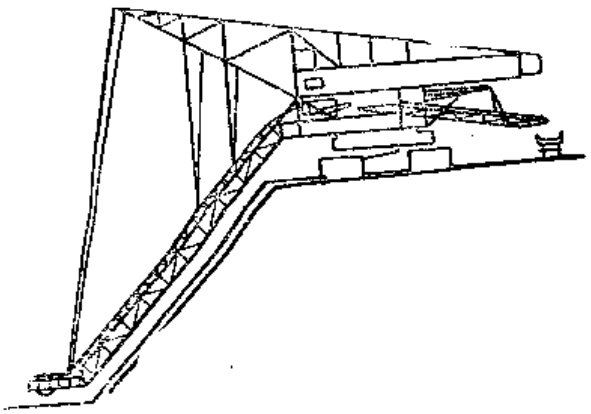


图 4-24　挖泥机型高倾角输送机

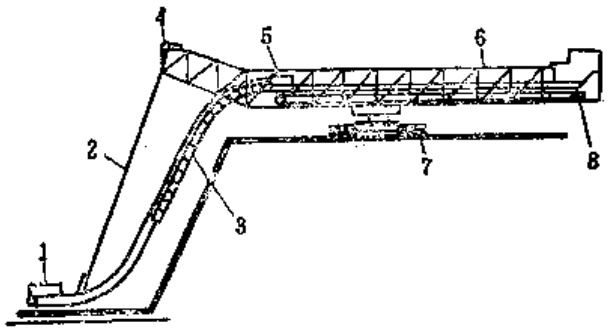


图 4-25　可伸缩臂式高倾角输送机
1—装载点;2—钢绳支撑;3—臂架;4—绞车;5—驱动装置和滑轮;6—输送机栈桥;7—履带;8—驱动装置

3. 可伸缩臂式高倾角输送机　该型输送机装有一个可伸缩的臂架,垂直提升距离达

55m(图 4-25)。为了适应不同的边坡情况，臂架的长度和角度都是可调的。

高倾角带式输送机在适宜条件下有良好的经济效益。下以南非某矿山为例，对高倾角带式输送机与普通带式输送机在该矿条件下应用进行经济比较。

1. *普通带式输送机运输系统* 运输能力5000t/b，由3段输送机组成，每段长1000m、提升高度80m、提升角4.3°。

2. *高倾角带式输送机运输系统* 运输能力5000t/h，运输机总长391m，提升高度240m，提升角53°。

两种输送机系统的投资、维修及生产费用对比见表4-8～表4-10。

表4-8 输送机投资费用

主要参数	普通胶带输送机由3段组成、每段1000m，提升高度240m，带宽1800mm、带速3.0m/s	高倾角胶带输送机总长391m，提升高度240m，带宽2100mm，带速3.48m/s
运输能力 t/h	5000	5000
输送机段数(角度)	3(4.3°)	1(53°)
总的提升高度(m)	240	240
总的装机容量(kW)	6030	4860
全负荷(kW)	4797	4292
50%负荷(kW)	2745	2404
无负荷(kW)	399	520
机头部分的费用(兰特)	4825000	3549000
中间线段的费用(兰特)	5898000	3833000
尾部和拉紧部分费用(兰特)	578000	1134000
驱动机房(兰特)	928000	—
费用总计(兰特)	12229000	8516000

表4-9 输送机维修费用(兰特)

时间	普通胶带输送机(3段)	高倾角输送机(1段)
第一年	878000	403000
第二年	941000	424000
第三年	1079000	500000
第四年	1210000	561000
第五年	1386000	648000
第六年	1243000	616000
第七年	1393000	691000
第八年	1563000	776000
第九年	1753000	870000
第十年	1966000	977000
第十一年	1810000	962000
第十二年	2030000	1080000
第十三年	2280000	1213000
第十四年	2560000	1363000
第十五年	2875000	1531000

表4-10 输送机生产费用(兰特)

项目	普通胶带输送机	高倾角输送机
1. 实际生产小时数(每年309月、每日24小时)		
2. 第一年输送机的维修费用	878145	402574
每小时的费用	118.41	51.28
3. 全负荷电力消耗(kW)	4797	4292
0.037兰特/kW·小时	177.49	158.80
4. 一小时的生产和运营总费用	295.9	213.08
每吨费用(按5000t/h)	0.06	0.04

由表可见，普通带式输送机的投资费用比高倾角带式输送机高43%，生产费用则高50%。

第四节　露天长壁式采矿方法的应用

在倾斜薄至中厚矿体条件下，以往多采用低台阶、水平分层开采程序。开采工艺一般为电铲采装及推土机配合清扫残留三角体。这种开采方式的主要问题是：

(1) 矿体倾角缓、厚度薄与产量规模要求大的矛盾难以解决；

(2) 开采环节多，开采工艺复杂；

(3) 低台阶作业方式限制大型采掘设备效率的发挥。

昆阳磷矿在长期实践基础上，将传统采矿方法改为露天长壁式采矿方法，取得了显著效益。

该矿有具工业价值的矿层两层。上层矿平均厚 5.78m，$f=5\sim6$；下层矿平均厚3.16 m，$f=6\sim7$；两层矿中间为白色页岩夹层，平均厚 1.5～2m，$f=2\sim5$。矿体东西走向，平均倾角为15°。

露天长壁式采矿方法的主要特点是，提高采矿台阶高度，采用大功率推土机沿矿体倾斜方向自上而下分层裂矿（或经穿爆后）集堆，挖掘机（或装载机）沿矿体走向进行装车（图 4-26）。

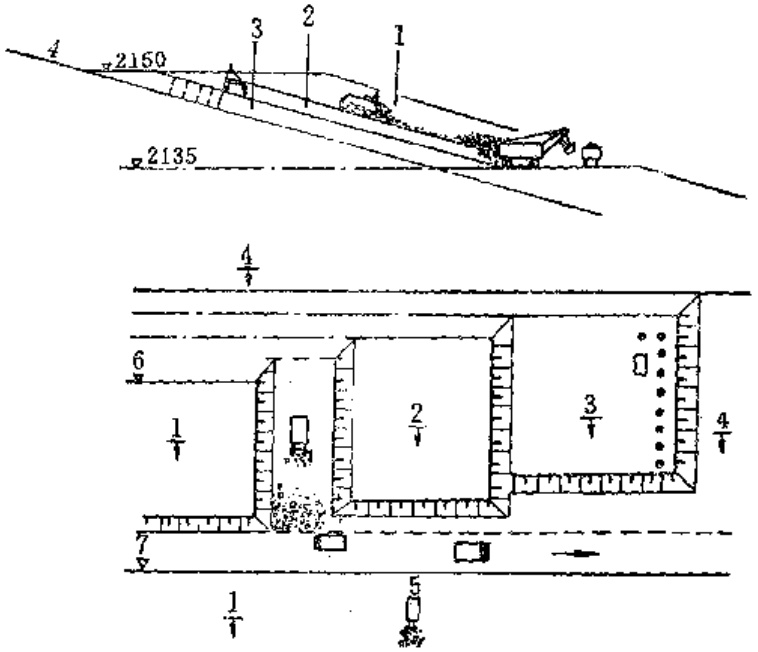


图 4-26　露天长壁式采矿方法示意图

1—上层矿；2—夹层；3—下层矿；4—采空区；5—清扫矿面；
6—2150联合运输平盘；7—2135联合运输平盘

该矿采用带单齿裂土器的 D10 型推土机，对于弹性波速在 2700m/s 以下的土岩均可直接裂矿。矿岩可裂程度的分界线如表 4-11。

表 4-11　矿岩可裂程度

纵波传播速度，m/s	可裂程度
＜1200	不需裂矿，直接推运
1200～1600	辅以裂矿或直接推运
1600～2500	裂矿后推运
＞2500	不宜裂矿，需爆破后推运

故在昆阳磷矿条件下，上层矿和夹层大部分可直接裂矿后由推土机集堆，局部辅以穿孔爆破后集堆。下层矿则需预先穿爆后再用推土机集堆。

露天长壁式采矿方法与传统采矿方法在昆阳磷矿应用的技术经济指标对比见表 4-12。

表 4-12　两种采矿方法指标比较

项　目	单　位	露天长壁式采矿方法	传统采矿方法	备　注
采剥总量	万 m^3/a	81.28	81.28	仅对矿石和夹层
矿石产量	万 t/a	160	160	
夹层量	万 m^3/a	14.89	14.89	
穿孔量	万 m/a	2.60	9.20	
爆破量	万 m^3/a	28.05	81.28	
推土机工作量	万 m^3/a	89.41	13.95	
汽车运输周转量	万 t-km/a	336.50	365.19	
平均运距	km	1.73	1.88	
穿孔效率	m/台班	78.4	58.2	KY-1 潜孔钻
电铲效率	t/台班	2567	1423	WK-4 电铲
前装机效率	m^3/h	227		988B前装机 ($5.4m^3$)
推土机效率	m^3/h	328(D10)	176(D8L)	
汽车效率	t/台班	410	299	27t 卡车
钻机台数	台	2	5～6	
电铲台数	台	4 立方米电铲一台，988B 前装机一台	4	
推土机台数	台	1(D10)	3～4 (D8L)	
汽车台数	辆	7	10	实动
穿孔成本	元/m	2.08	2.69	
爆破成本	元/m^3	0.31	0.43	
电铲成本	元/m^3	0.51	0.74	含修理费
前装机成本	元/m^3	0.41		含修理费
推土机成本	元/m^3	0.25	0.26	
汽车成本	元/t-km	6.317	0.462	
穿孔总成本	万元	5.44	19.17	
爆破总成本	万元	8.70	34.95	
电铲总成本	万元	33.90	60.27	
前装机总成本	万元	6.00		
推土机总成本	万元	22.44	3.63	
汽车总成本	万元	106.67	168.72	
电　费	万元	4.75	7.23	
采矿总成本	万元	187.90	293.97	
单位采矿成本	元/t	1.17	1.84	

第五章　综合开采工艺

第一节　概　　述

在一个露天矿场范围内采用两种或两种以上的单一式开采工艺，称综合开采工艺。在上述工艺系统中，不同的单一式开采工艺可在矿场平面范围内组合，亦可在立面上组合。

矿床赋存和开采条件的复杂化（如矿床开采深度、复盖层厚度、剥离物硬度、可获得设备的类型及规格、复田要求等），以及寻求矿床开采最佳经济效益的目标，是综合开采工艺日益获得广泛应用的重要原因。

各种单一式开采工艺因其固有属性的限制，矿岩的单位采掘成本相差较大，因而不同的单一式工艺均有其有利的应用范围。表 5-1 为不同单一式开采工艺的相对开采费用指标。

表 5-1　各种单一式开采工艺的费用指标

工　艺　类　型	开采费用，%
直接倒堆	100
轮斗铲-悬臂排土机	108
轮斗铲-输送机-排土机	209
单斗铲-铁道	258.5
单斗铲-卡车	309.5
抛掷爆破	40

在复杂条件下，使用单一式开采工艺解决矿床开采问题可能受制于技术和效益。反之，从矿床实际条件出发，采用由适宜的单一式工艺所组成的综合工艺有可能改善开采效益。

七十年代以来，综合开采工艺日益被采矿界接受并重视，除早已获得应用的剥离物倒堆及矿物运输式综合工艺外，为数众多的改建及新建露天矿山已采用不同类型的综合式开采工艺方案。如原西德的福尔图纳煤矿和汉诺威石灰石矿、美国的西雅里塔和双峰铜钼矿、南非锡兴铁矿、澳大利亚的乌朗煤矿、苏联北部采选公司安诺夫露天矿等。鉴于实践所显示出来的巨大优点，预计综合开采工艺的使用比重将会继续增长。

在五十年代开发的我国露天煤矿和金属矿，如海州、抚顺、大孤山、大冶、东鞍山、齐大山等，随着开采深度和剥采比增大，露天矿的技术经济指标均趋于恶化，已面临着露天矿山的改造问题。

我国正在开发的几个大型露天煤矿，如黑岱沟、霍林河、元宝山、神木等，也因产量规模和覆盖层厚度大等原因，要求采用合适的露天开采工艺，以提高开发效益。

在上述两个方面，综合开采工艺具有良好的应用前景。因此，研究综合开采工艺的构成及其应用，对发展我国的露天采矿事业将具有深远意义。

表 5-2　国内外露天矿应用卡车-破碎站-胶带半连续开拓运输系统概况表

序号	矿山名称	年产量 (10^4t/a) 矿石量	岩石量	合计	联合开拓运输方式	露天采场境界尺寸 (m) 长度	宽度	深度	备注
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	大孤山铁矿	600	1700	2300	汽车-固定式和移动式破碎站-斜井胶带	1600	1000	370	n_1=2.5～3.5t/t，n_2=1.8t/t②，段高12 m，胶带宽1200、1400 mm，长1200 m，α=10～13°，带速2m/s
2	美国双峰铜铝矿①	900～1000	2200～3000	3100～4000	汽车-采场内半固定破碎站-斜沟胶带机	2190	1680	510	n_1=2.2～3.5t/t，n_2=3t/t，段高15～20m，境界帮坡角45°，胶带机宽1524mm，长2150m。α=14°，带速4.5m/s
3	美国西雅里塔铜铝矿	3600	3400～4400	7000～8000	汽车-破碎站-斜沟胶带机	1830	1520	563	n_t=0.7～2.3t/t，境界帮坡角45°，胶带机宽1824 mm，长12000 m，α=13°，带速4.2m/s
4	南非锡兴铁矿	2000	9000	11000	汽车-采场内半固定式破碎站-斜沟胶带机				胶带宽2100mm，破碎站应用1000t履带运输牵引车每五年移设一次
5	苏联北部安诺夫矿	1800	6340	8140	汽车-半固定式破碎站-斜沟胶带机				在边帮斜沟内布置宽2 m胶带机，运矿岩1800万t/a
6	苏联"五一"露天矿	3050	4660	7710	同上				在边帮斜沟内布置宽1.6～2 m胶带机，运矿岩1500万t/a
7	苏联新克里沃罗格露天矿	2200	3970	6170	同上				在边帮斜沟内布置宽2 m胶带机，运矿石2200万t/a
8	苏联卡恰尔斯基露天矿	2100	8400	10500	同上				在边帮斜沟内布置宽2 m胶带机，运矿石2100万t/a
9	苏联科夫道尔斯基露天矿	1600	5000	6600	汽车-采场内半固定式破碎站-斜沟胶带机	2140	1620	564	破碎站移设步距约50m，n_s=3.47t/t
10	苏联南卡里也尔露天矿	3700	4400	8100	汽车-采场内半固定破碎站-斜井胶带机				斜井胶带机宽2 m，长2100 m，运量2000万t/a，
11	苏联莫古列茨露天铁矿	3000	1650	4650	同上	2950	2050	650	斜井胶带机宽1.6m和2 m，完成矿石运量3000万t/a，剥岩用准轨铁路机车一直接运往排弃场
12	墨西哥卡纳尼亚铜矿	2.4～3万t/d	12.6～16.7万t/d		汽车-溜井-地下破碎站-斜井胶带机	1220	915	350	斜井胶带机宽1220mm，长1800m，α=15°，溜井S=6.1×6.1m²，高152m，胶带机运矿，剥岩用汽车公路
13	东鞍山铁矿	700	1400	2100	运岩系统：铁路-固定式破碎站-胶带机				斜沟胶带机宽1200mm，长3000m，α=1°53′～15°31′，带速2.5m/s，运废石至排弃场

① 摘自"鞍钢矿山公司赴美考察组考察报告"；② n_1—生产剥采比；n_2—平均剥采比。

第二节　国内外有代表性的露天矿山应用实例分析

七十年代以来，综合工艺系统的应用已达相当规模。表 5-2 列出了国内外部份原采用单斗铲--卡车或铁道间断工艺的露天矿在改扩建中应用综合工艺的简况，表中仅列出了增建的半连续工艺系统的概况。

以下对国内外一些有代表性的露天矿应用综合工艺的情况作进一步介绍。

一、美国亚利桑那州双峰铜钼矿

双峰矿于 1963 年建矿，1965 年投产。

露天采场最终境界长 2400m，宽 1600m，最终采深 550m。现开采范围 2190×1580m，深 375m。年产矿石 1000 万 t，最大生产剥采比为 3.5t/t。

双峰露天矿的开采工艺分以下两个阶段：

1）剥离矿体上部的冲积土及岩石　为了开采下部的低品位铜矿，需进行基建剥离作业，相应采用以下工艺：

（1）使用铲运机剥离上部表土，经装载仓卸入胶带机，再输送至 3km 外容量为 1000t 的汽车岩仓，该仓可同时装两台载重为 100t 的卡车，再向排土场排弃；

（2）硬岩则经由电铲-卡车-破碎机-胶带机-岩仓-卡车排卸系统（见图 5-1 中的 *A*、*B* 胶带机）；

（3）矿石为电铲-卡车系统。

2）1972 年后，对上述系统进行改造，矿岩运输相应采用如下工艺：

（1）于采场西南帮，建设矿岩破碎-胶带运输机系统。破碎站设两台分别用于破碎矿岩的破碎机。矿岩在进入粗破碎机前先经固定格筛。筛出小于 250mm 的小块，筛下物占 25%。破碎机台时能力为 4500～6000t/h（系统见图 5-1 中 *N*、*S* 部分）；

（2）于采场内东南帮。建设废石破碎、胶带运输、排土机系统（图 5-1 中 *C*、*D* 系统）；

（3）另有约 50% 的岩石，由电铲-卡车直接运至较近处的排土场上。



图 5-1　双峰露天矿采场运输系统示意图

双峰矿工艺系统的变革，利用了不同工艺系统的长处，取得了较好的经济效益。运输系统示意图见图 5-1。

二、美国犹它州宾厄姆铜钼矿

宾厄姆铜钼矿于 1904 年投产。矿山开采面积为 7.3km²，采场尺寸由东到西上口宽 3.7km，呈一椭圆形。深 800m（绝对标高由 2387m 到 1557m 水平）。

矿山现有 53 个阶段，阶段高 15.2m。所有阶段均在海平面以上。

矿山的开拓运输系统充分利用了矿床赋存于山谷中的有利条件，采用卡车、铁路综合运输，分为以下两个发展阶段。

1983 年以前，从 1673～1826m 之间的 11 个水平采用铁道运输，在海拔 1673、1780、1841m 水平，分别开凿长度为 5033、1631、393m 的下部、中部、上部三条隧道，在隧道外设置矿山编组站，铁路经 25‰ 的坡度折返进入采场不同开采水平。汽车运输由两个区组成，下部区在 1673m 水平以下，汽车运出矿岩经转载后由铁路运到选厂及排土场；上部区在 1826m 水平以上，上部区的东部从 1841～2243m 水平有 26 个阶段，上部区的西部从 1826～2387m 水平有 36 个阶段。两种运输方式的分区示意图见图 5-2。

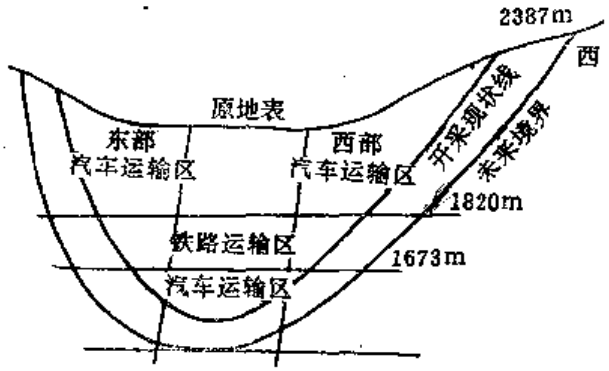


图 5-2　宾厄姆露天采场两种运输方式分区示意图

1983 年以后，采场内全部改用汽车运输。（1）从工作面至排土场的上部岩土运输由汽车承担；（2）矿石及部分岩石采用汽车-铁路联合运输。汽车承担从工作面到转载平台间的运输任务。采场内设置有四个倒装站台，汽车卸载后，用电铲将矿岩重新装入铁路车辆，再分别运送至选矿厂或排土场。

三、原西德莱茵矿区福尔图纳露天煤矿

该矿年产褐煤 5000 万 t，剥采比为 2.1m³/t，开采深度为 345m。目前有七个开采水平，第 1，4，5，6 水平各用一套 10 万 m³/d 级轮斗铲，2，3 水平各用一套 20 万 m³/d 级轮斗铲，第 7 水平用 2 万 t/d 级轮斗铲和 1 万 t/d 级吊斗铲各一台联合作业，其中轮斗铲上挖 24m，吊斗铲下挖 40m，两台设备布置在同一水平上，共用一条平盘皮带。吊斗铲斗容 15m³，向骑跨于胶带上的容积为 70m³ 的受料车卸料。作业情况见图 5-3 及5-4。此外，该矿还用液压铲配卡车超前于轮斗铲清除剥离物中的硬夹层，以提高轮斗铲作业效率。

四、西班牙梅耶马拉褐煤矿

梅耶马拉褐煤矿南距圣地亚哥市约 50km，1979 年开始建设，1982 年建成。总采掘量为 2100～2200 万 t，其中煤产量为 430 万 t/a。岩石为 750 万 t/a，土为 1000 万 t/a。

目前共有四个开采水平。其中二个为采煤水平，另二个为剥岩水平。该矿采用由三种工艺组成的综合开采工艺系统。

（1）二个采煤水平布置了三台大型轮斗铲，上水平布置一台，下水平布置 2 台。所挖掘出来的煤和土岩，由带式输送机分别运送至堆煤场和排土场；

（2）二个采煤水平的东端，目前正向境界方向进行扩帮。扩帮岩石用单斗铲及前装

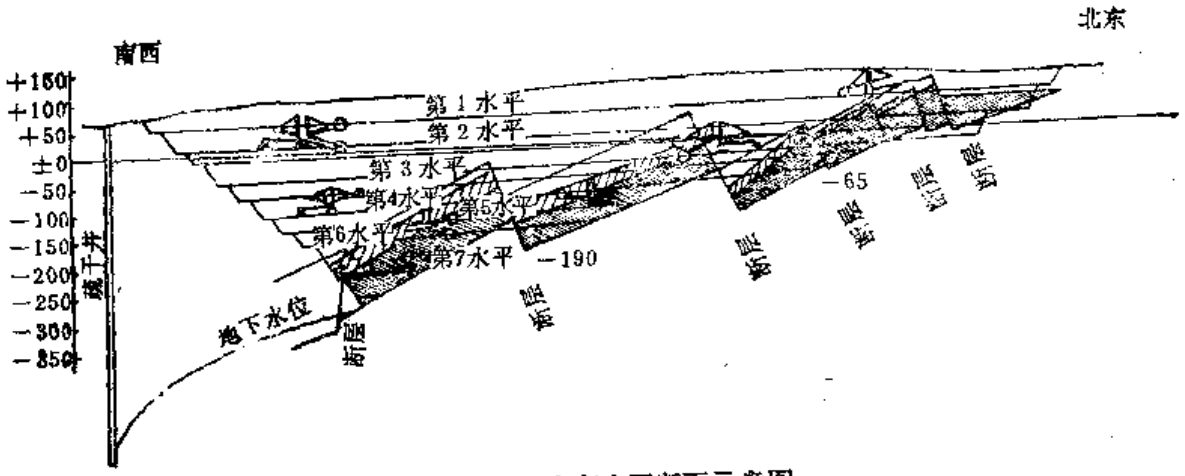


图 5-3　生产水平断面示意图



图 5-4　“弗”矿第七水平吊斗铲与轮斗铲联合开采断面示意图

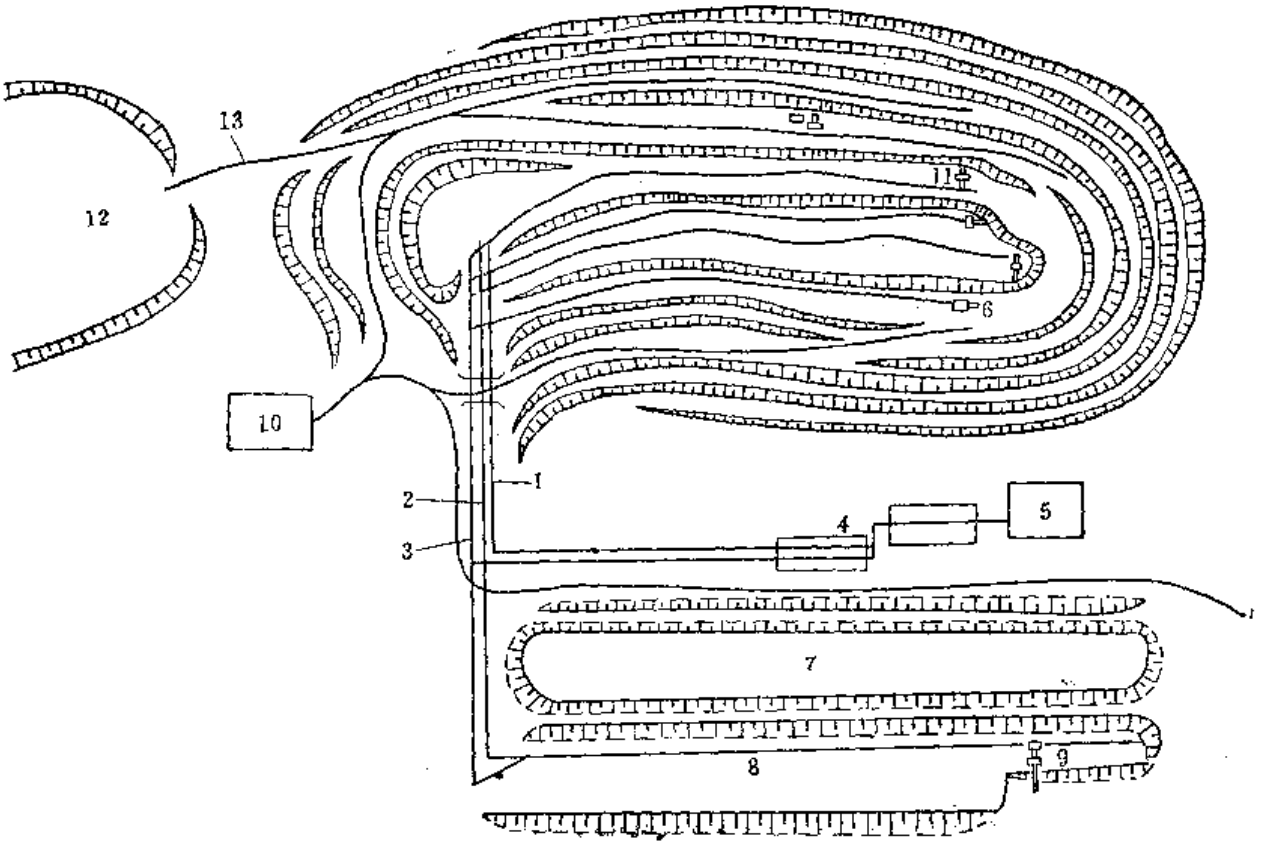


图 5-5　梅耶马拉煤矿运输系统示意图

1—煤胶带；2—运岩胶带；3—煤、岩备用胶带；4—堆煤场；5—电厂；6—破碎站；7—胶带排土场；8—排土胶带；9—排土机；10—管理区；11—轮斗铲；12—卡车排土场；13—道路

机装入 30 吨自卸卡车直接运送到设置在采场内的可移式破碎机处翻卸，破碎后的岩石由该处的带式输送机运至境界外皮带排土场；

（3）上盘扩帮剥离的二个水平，上、下水平各配设有 $10m^3$ 电铲及 $12m^3$ 前装机一台，爆破后的岩石装入 170 吨电动轮卡车运往境界北端帮 2 公里处的排土场。

梅耶马拉煤矿的运输系统布置示意图见图 5-5。

五、原苏联埃基巴斯图兹矿区勇士露天矿

埃基巴斯图兹矿区位于哈萨克斯坦共和国的巴甫洛达尔地区。该矿区的第一个露天矿于 1955 年投产，目前矿区各露天矿产量合计已逾 8700 万 t，矿区总规模为 1 亿 t。

勇士露天矿为该矿区最大的露天煤矿，年产煤 5000 万 t，于 1979 年投产。

根据煤岩赋存特征及原苏联国内采运设备的制造能力，勇士露天矿的开采工艺很有

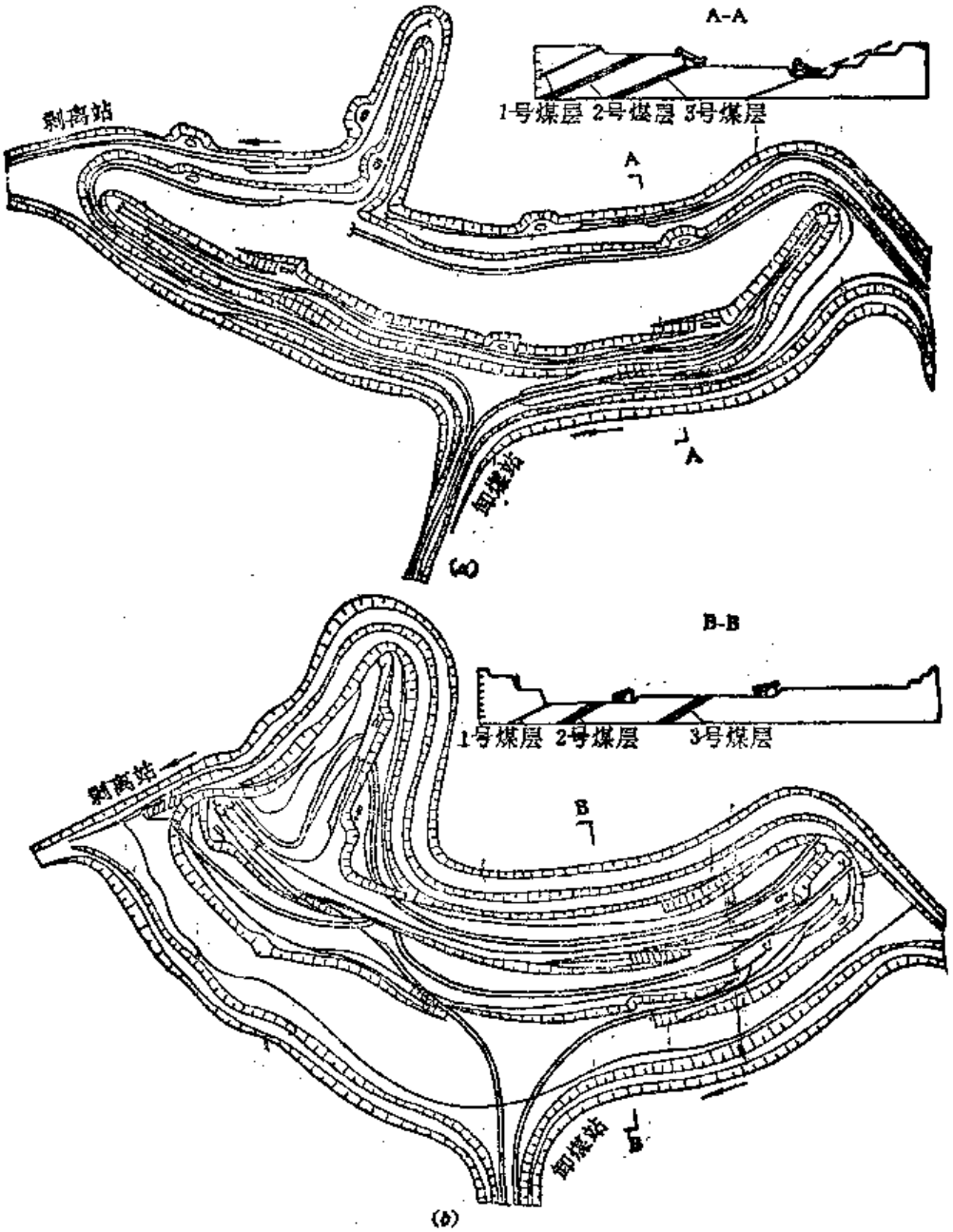


图 5-6　勇士露天矿运输系统示意图

a—从 8 号煤层底板开采；b—从1号煤层顶板开采

特色，既满足了大型露天矿的开发需要，又取得了很高的经济效益。

（1）露天矿场内全部采用吨公里运输成本最低的铁道运输系统，并达到年产煤5000万t的规模；

（2）采煤采用轮斗铲-铁道运输工艺。由于煤层结构复杂，110米厚的煤层被几百个厚度从几厘米到几米的岩石夹层所分隔，加上煤层倾角不一，使用轮斗铲采煤可改善煤质，降低采掘成本及提高效率；

（3）剥离采用单斗铲-铁道运输工艺。

勇士露天矿铁道运输的开拓运输系统示意图见图5-6所示。

六、中国大孤山露天铁矿

大孤山铁矿是鞍山钢铁公司主要矿石原料基地之一。

大孤山铁矿床为一个厚层急倾斜矿体，倾角70°左右，厚度为160～275m。矿体长度约1000m，深度在－480m以下。地表标高为75m，最终采深为－414m。

该矿前期采用单斗铲-准轨铁道运输工艺。随着矿山工程的不断向深部发展，单一铁道运输系统不仅无法展线，矿岩运输距离亦过大。为此决定采用由上部铁道运输与深部半连续系统（卡车-固定破碎站-输送机系统及卡车-可移置破碎站-输送机系统）组成的综合开采工艺。

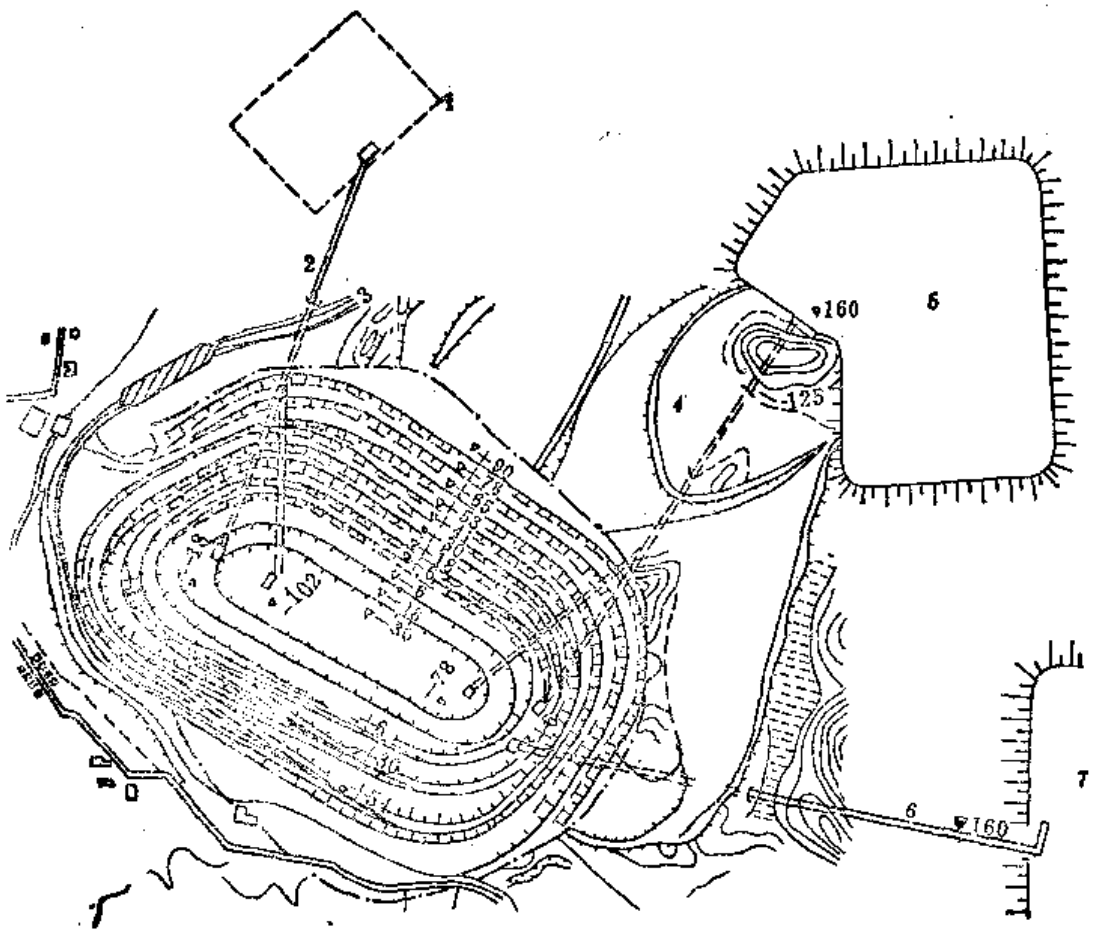


图5-7　大孤山铁矿开拓运输系统示意图

I—选厂；2—矿石输送机；3—去破碎站；4—上盘废石输送机；5—排土场；6—东端废石输送机；7—排土场

目前该矿已建成位于东端帮的岩石半连续系统及位于矿坑西端帮的矿石半连续系统。岩石系统的卸载标高为+6m。允许卡车和铁路同时翻卸，破碎后的岩石经斜井带式输送机运至东端贮岩仓，再用自卸汽车向东排弃场排土。矿石系统的卸载标高为-6m，由铁路车辆卸下的矿石进入旋回破碎机，破碎后的矿石亦经斜井带式输送机运至采选交接矿槽，再经带式输送机运至选厂。

后期东端拟再建上盘岩石半连续系统，西端则增建矿石半连续系统。

该矿开拓运输系统示意图如图 5-7。

第三节　典型组合方案及其适用条件

一、综合工艺系统分类

由于矿床赋存条件及开发条件相差很大，所组成的综合开采工艺也各不相同。一般讲，综合开采工艺可按在平、立面上的组合方式、系统中所含单一式工艺数量等标准进行分类(表 5-3)。

表 5-3　综合开采工艺分类

类别 \ 分类指标	工艺组合方式		单一式工艺系统数量	用以组合的单一式工艺类型
Ⅰ	平面	不同区段	二或以上	单斗铲-铁道；单斗铲-卡车；轮斗铲-胶带；半连续工艺；倒堆工艺；露天采矿机系统；前装机-卡车；铲运机等。
Ⅰ	平面	同一区段不同块段		
Ⅰ	立面(深度)			
Ⅱ	混合式			

二、典型组合方案及其适用条件

综合开采工艺的选择主要和矿床赋存条件、开发条件以及新建或改建露天矿等因素密切相关。

水平及缓斜矿层，当覆盖层厚度大或因复田作业的需要，仅用倒堆工艺不宜时，可采用各种形式的综合开采工艺。根据覆盖层厚度，各剥离层采掘特性、工作线长度的不同，上部覆盖层可采用单斗铲-卡车工艺。轮斗铲-悬臂排土机，轮斗铲-带式输送机，或单斗铲-铁道工艺；下部则为拉铲或机械铲倒堆工艺。

就组合方式而言，水平及缓斜矿床多为立面组合式。

上述综合工艺系统的适用条件为：

（1）覆盖层厚，实现单一倒堆工艺技术上不可能或经济上不合理；

（2）要求产量规模大，单一倒堆工艺的能力受限；

（3）复田作业要求高土高排。

倾斜和急倾斜矿层，其综合开采工艺的组成格局变化较大，一般为各种单一工艺系统因地制宜的联合。其组合方式可为平面、立面或混合式。

系统为平面组合时，各组合系统间独立性较大而制约较小，故对工艺系统的组合要求不严。一般认为，各种单一开采工艺均可因地制宜组合，目的在于求得最大的经济效益。

系统在立面(深度)上组合时，不同工艺系统共处于同一立面内，但不同工艺系统对开采参数、开拓运输系统布置的要求不一，故各种单一开采工艺在组合时有所制约，受限较

为严格。

在倾斜及急倾斜矿床中应用综合工艺的条件为：矿床开采深度大、矿岩性质不一，需考虑现有系统合理利用等情况。

三、综合工艺系统的缺点

综合开采工艺的优点已于前述，下面指出其主要缺点。

（1）由于采用多种工艺系统在同一矿场内联合作业，设备类型多，设备的维护、检修和管理比单一式开采工艺复杂；

（2）由于采用多系统联合作业，对各系统间产量规模的分配、开拓运输系统的配合、以及开采程序的协调等均提出了更高要求，致使矿山设计及生产管理工作都更为复杂。

已采用综合开采工艺的各矿山的实践表明，由于科学技术的进步及计算机应用于生产管理的实现，综合开采工艺的上述缺点已不再成为阻碍其应用的原因。

第四节　综合工艺系统的应用条件及开发范围划分

一、综合工艺系统的应用条件

与其它工艺系统相似，综合工艺系统的应用主要受制于技术经济合理性。

从技术可靠性分析，综合开采工艺受以下因素限制。

1）不同工艺系统间的相互制约和干扰　根据采用综合开采工艺矿山的实践经验，综合工艺对各工艺环节的影响程度是不同的。一般讲，运输系统交叉在各环节干扰中占主要地位；立面组合式系统环节间的干扰大于平面组合式系统间的干扰；机动性强的运输系统对干扰的适应性又远优于机动性弱的系统。

2）开采参数及矿山工程推进度的制约　这一制约主要表现于立面组合型综合工艺系统。此时不同系统在开采参数与矿山工程推进强度上应相适应。

3）矿山管理系统对综合工艺所导致的管理复杂性的承受能力。由于不同国家及露天矿山的管理水平相差较大，故承受能力也有很大差异。由于科学技术的进步和计算机管理的实现，已大大加强了矿山管理系统对综合工艺的承受能力。故可认为，在一般情况下，这一条件不应成为限制综合开采工艺应用的主要因素。

从经济角度考虑，新建矿山采用综合工艺的必要条件是，与其它单一式工艺系统相比，综合工艺系统能实现最佳的经济效益。

例1：黑岱沟露天煤矿的运输工艺方案。

内蒙黑岱沟露天煤矿剥离物采用电动轮卡车运输，为降低煤的运输费用，设计中对煤的运输工艺比较了以下五个方案。

（1）全电动轮卡车运输方案；

（2）坑边破碎机方案（图5-8）；

（3）坑底破碎机、台阶提升胶带输送机方案（图5-9）；

（4）坑底破碎机、平巷斜井胶带输送机方案（图5-10）；

（5）坑底破碎机、多斜井胶带输送机方案（图5-11）。

上述五个运煤方案，第一方案全电动轮卡车运煤与剥离运输构成单一式开采工艺；后四个运煤方案与剥离运输构成综合开采工艺的不同方案。

五个运煤方案的经济比较见表5-4。

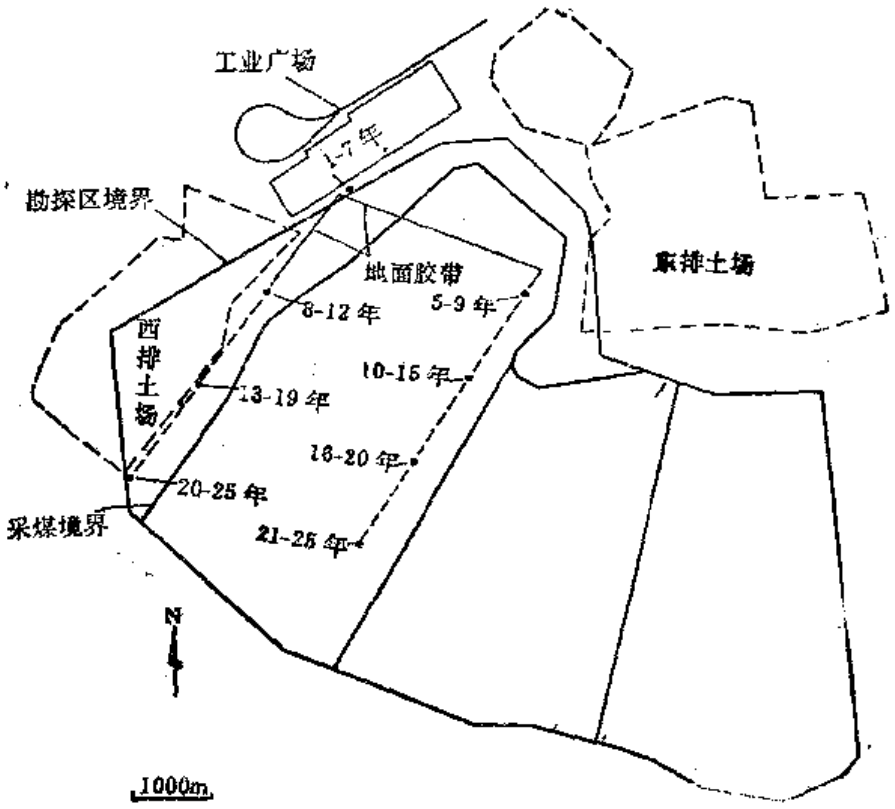


图 5-8　坑边破碎机运煤方案系统布置示意图

•—破碎站位置

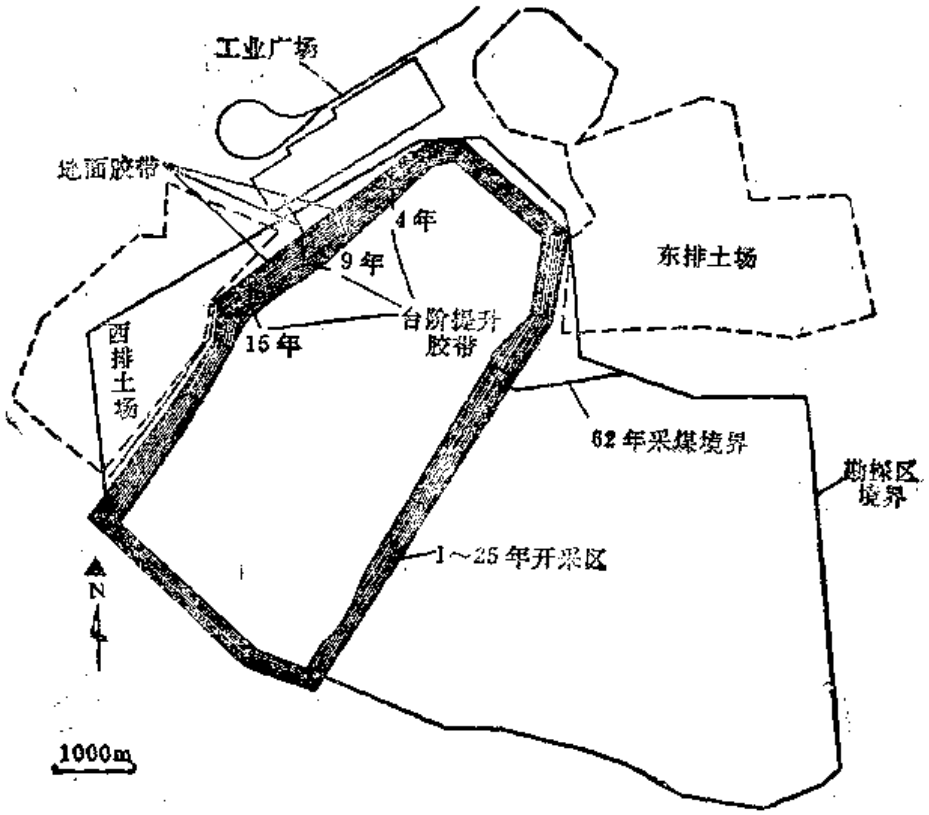


图 5-9　坑底破碎机、台阶提升胶带输送机运煤方案系统布置示意图

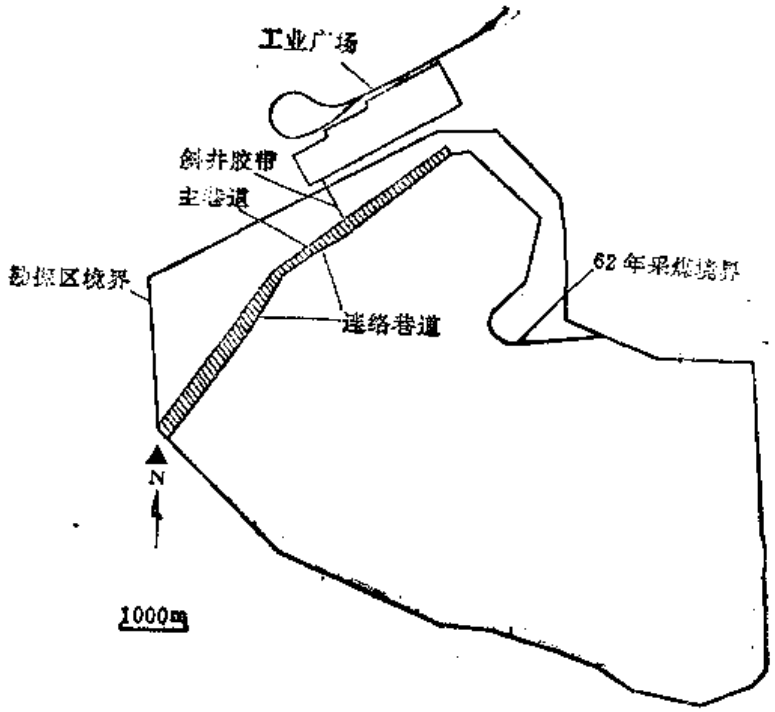


图 5-10　坑底破碎机、平巷斜井胶带输送机运煤方案系统布置示意图

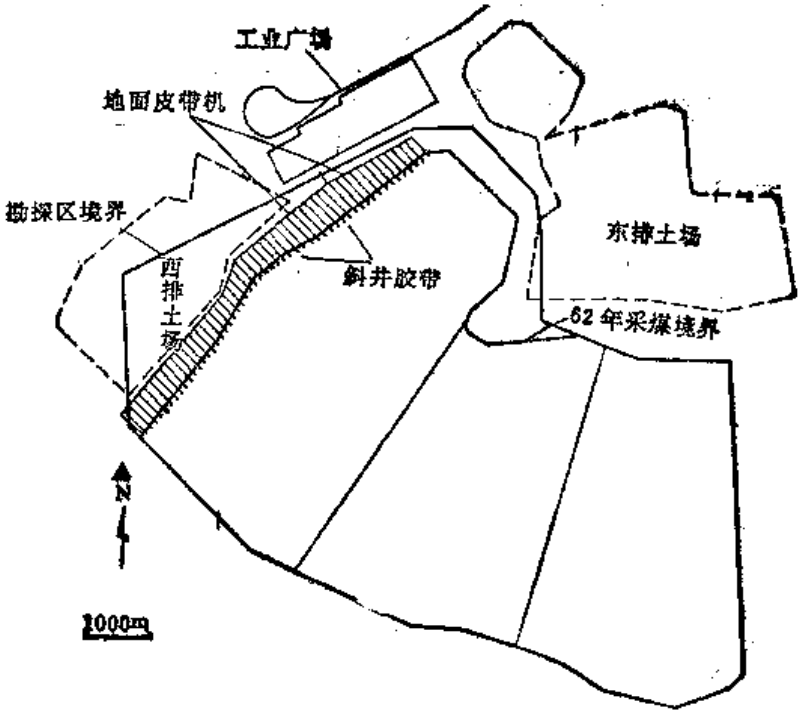


图 5-11　坑底破碎机、多斜井胶带输送机运煤方案系统布置示意图

由表 5-4 结果看出，采用全电动轮卡车运输指标最劣。

对改建矿山，鉴于目前国情及资金短缺等原因。建立在合理利用原有系统基础上的综合开采工艺系统往往可导致较好的经济效益。

例 2：吕合煤矿的运输方式

云南省吕合煤矿前期煤及剥离物以汽车运输作为主要运输方式(图 5-12)。

表 5-4 运 煤 方 案 比 较

单位：万元

方案	现值费用，贴现率%				5年基建费用	5年基建和生产费用
	5	10	15	20		
1	28380	1572	9810	6670	4860	6220
2	26080	1502	9680	6760	4920	6480
3	21230	1252	8260	5890	5660	6720
4	20670	1233	8250	5980	4830	6090
5	21050	1202	7720	5400	4420	5340

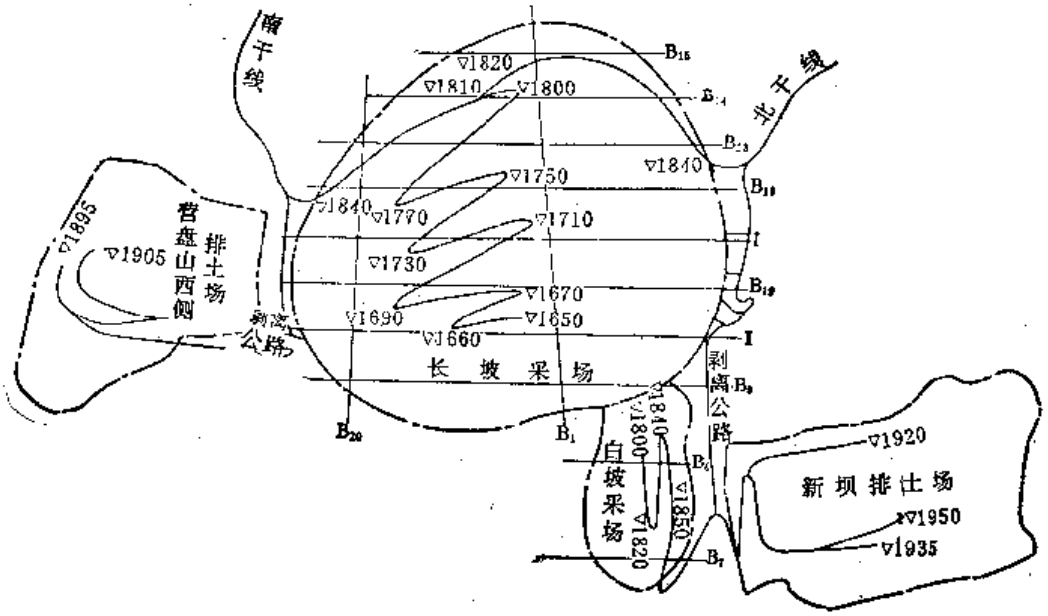


图 5-12 后合煤矿运输系统示意图

后期主要利用齐家山排土场时，为缩短汽车运距和减少柴油消耗，除保留继续予以利用的原汽车运输系统外，去往齐家山排土场的剥离物改用箕斗提升以克服高差。采场内形成综合运输系统。

采用箕斗提升时，汽车由采场工作面将剥离物运往卸载栈桥，运距 1.07～0.58km，单位运费 1.4～0.9 元/m³，箕斗提升费为 0.5 元/m³；汽车由箕斗上部卸载架将剥离物运往排土场，运距 0.5km，单位运费 0.33 元/m³。运费合计为 2.23～2.73 元/m³。

采用汽车运输时的运输费用及其与汽车-箕斗运输时的运费比较见表 5-5。

表 5-5 汽车运输费用及其与箕斗提升的对比

开采水平	运距 km	单位运费		与汽车-箕斗运输系统运费差值，元/m³
		m³-km运费，元	每 m³ 运费，元	
1840m	3.2	0.92	2.95	0.22
1800m	4.38	0.91	3.98	1.25
1750m	4.95	0.91	4.50	1.77
1710m	5.20	0.9	4.73	2.00
1670m	5.80	0.91	5.28	2.55

由表 5-5 结果可算出，与汽车运输相比，汽车-箕斗提升-汽车运输系统每 m^3 剥离物的运输费用可节省 1.25～2.55 元，生产剥采比为 4.54m^3/t 条件下，每年可节省剥离运输费用 255～362 万元。两套箕斗提升系统总投资为 457.4 万元，在不到二年内可以回收。因此，后期将采场内单一汽车运输系统改建为汽车运输及汽车-箕斗提升-汽车组成的综合运输系统是合理的。

例 3：石人沟铁矿的运输工艺系统

石人沟铁矿原剥离与采矿均采用单斗铲-卡车工艺。由于近距排土场业已排满，为解决卡车运输运距过远以及须进一步增加最终排土高度问题，剥离改用半连续工艺。其系统见图 5-13。

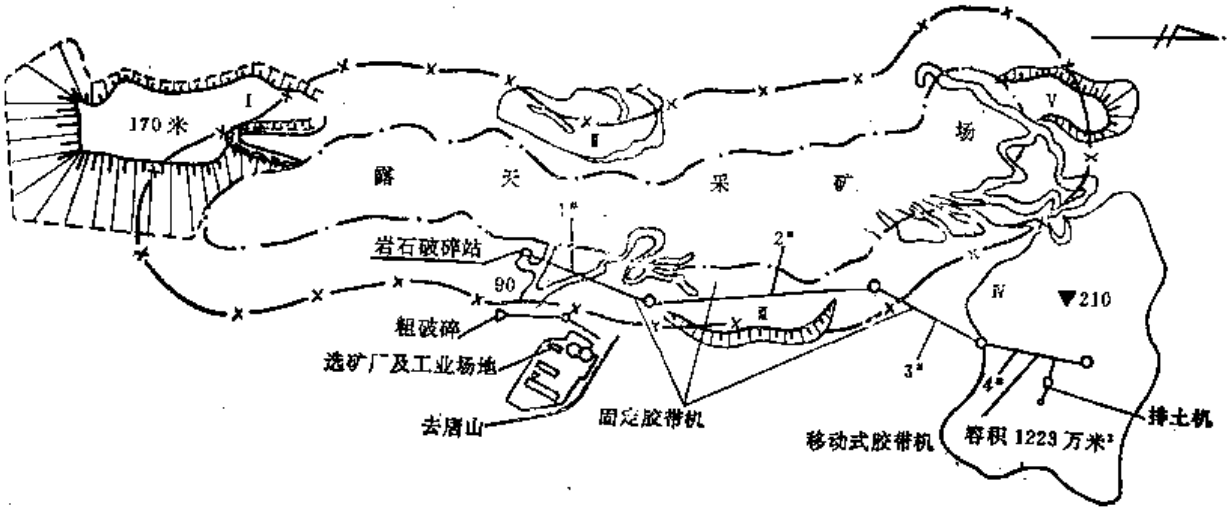


图 5-13　石人沟铁矿胶带排土系统示意图

I～IV——第一～第四排土场

二年来运输实践表明，新系统除了可少占农田 800 亩及节省征地费 800 万元外，排土成本也由卡车运输时的 1.254 元/t 降至 0.756 元/t，成本降低近 40%。

二、综合工艺系统开采范围的划分

综合开采工艺因在同一采场内采用多种单一式开采工艺联合作业，必然存在各开采工艺服务(开采)范围的划分问题。

开采范围的划分应考虑以下因素。

1) 不同开采范围内矿岩的性质及其相应运距应与所采用的工艺系统相适应。

例如，矿层上部的覆盖层为松软土岩时，按土岩性质可采用连续开采工艺或铲运机。前者开采范围受软岩赋存深度限制，后者除限于软岩外，尚需考虑铲运机的合理采深，因铲运机的合理作业深度有限。

又如，因复田作业需要而对最上部表土层单独开采时，则开采范围限于表土层。

2) 开采范围的划分应使处于同一立面的各工艺系统具有相近的推进速度，亦即开采范围与该工艺系统的采运能力相适应，以保持矿山工程发展的均衡。

3) 在上述条件不受限时，应按各开采工艺的综合开采费用最低划分开采范围。即满足以下条件：

$$C_z = \sum_{i=1}^{n} C_i P_i \rightarrow m_i n$$

式中 C_z——综合开采费用，元/m³；

C_i——第 i 种开采工艺的单位剥岩或采矿费用，元/m³；

P_i——第 i 种开采工艺完成剥采总量的百分比。

例 1：图 5-14 所示为原苏联某矿水平矿层。由于覆盖层厚度较大，采用单一无运输倒堆剥离时，须采用较大规格的吊斗铲，剥离成本为 40 戈比/m³。如采用上部卡车运输、下部无运输倒堆的综合剥离开采工艺，则卡车运输时剥离成本为 60 戈比/m³，而联合工

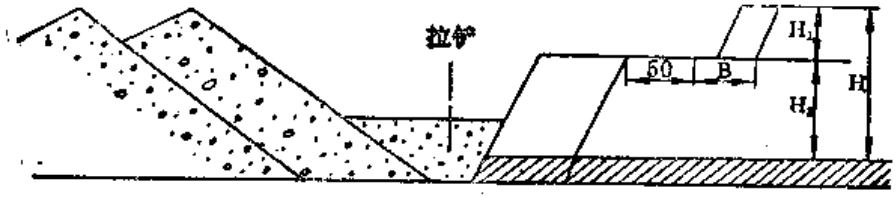


图 5-14 开采剖面

H_1—卡车剥离厚度；H_2—倒堆剥离厚度；H—剥离物总厚度；B—平盘宽度；50—上部平盘超前宽度

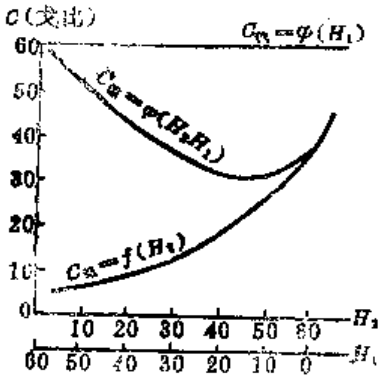


图5-15 剥离成本曲线

H_1—卡车剥离厚度，m；H_2—倒堆剥离厚度，m；H—剥离物总厚度，m；C—剥离成本，戈比/m³；$C_{汽}$ $C_{联}$、$C_{无}$—相应为卡车、综合工艺、单一倒堆工艺剥离成本，戈比/m³

艺中的倒堆成本由于可采用较小规格吊斗铲而降为 20 戈比/m³（倒堆厚小于 45m 时）。此时如采用综合开采工艺，则存在不同工艺系统的开采范围问题。从图 5-15 看出，欲使综合开采费用最低，分界深度在 15m 处。

例 2：鞍钢矿山公司所属大孤山露天铁矿为一急倾斜短深露天矿，开采深度近500 m。上部 100m采用底帮铁道折返坑线，下部因受铁路展线及经济因素限制，矿岩分别采用半连续工艺系统。扩建后，矿石产量规模为 600 万 t，相应采出岩量为 1700 万 t。

目前一期半连续矿岩运输系统已经建成。岩石卸载标高为 +6m，通过溜井-斜井系统运往位于上盘的排土场；西端矿石系统卸载标高为 -6m，同样通过溜井-斜井系统运往选厂贮矿场（图5-16）。

由于目前正处于过渡时间，故在矿场内并存有三个工艺系统：下盘扩帮的电铲-卡车系统，可达 -30 水平的铁道坑线系统，以及新近建成的矿、岩半连续系统。在三系统并存条件下如何取得最佳的经济效果，即使总费用最低乃是划分不同系统服务范围的主要原则。

为此按不同运输方式的吨公里运费编制了不同水平岩石从不同运输系统运出时费用曲线（图 5-17）。

按费用曲线分析，可得出目前条件下各运输系统的合理服务范围。

（1）宜充分利用现有的铁道系统，以系统能力 1200 万 t 为限；

（2）下盘扩帮应用卡车运输直排系统，运量为 300 万 t；

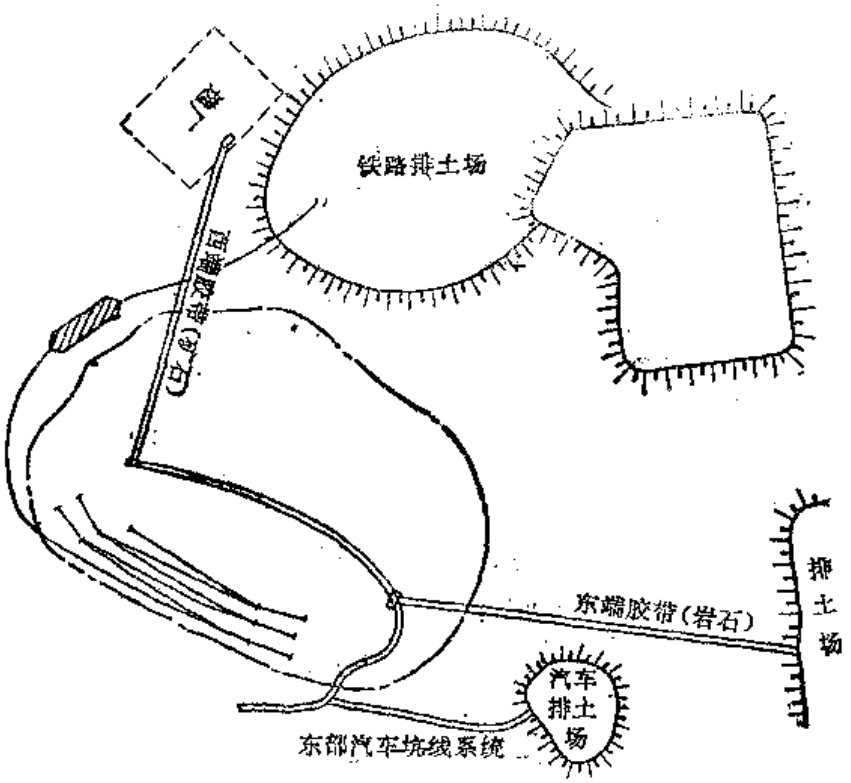


图 5-16　大孤山铁矿运输系统示意图

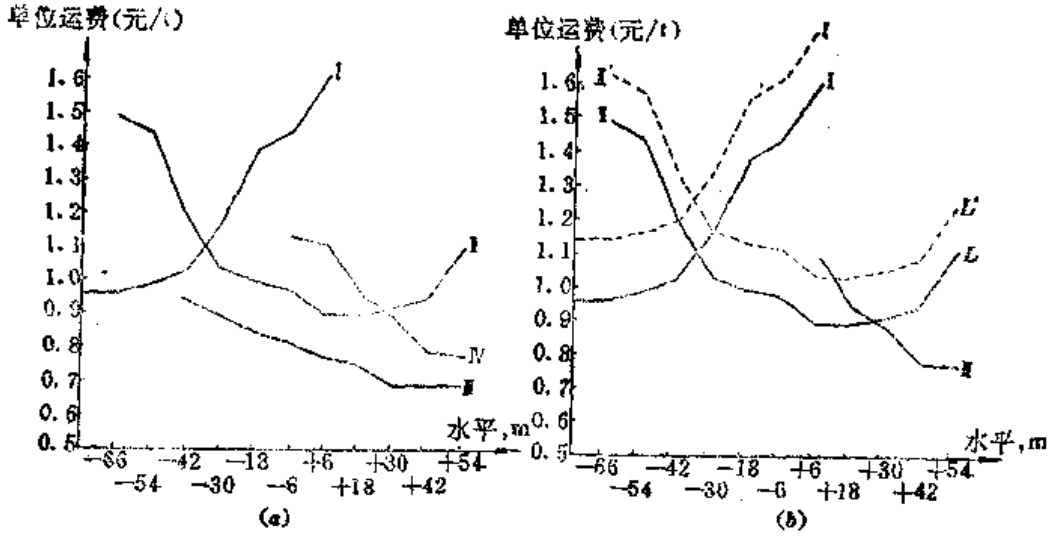


图5-17　不同运输方式的费用曲线

a—上盘；Ⅰ—卡车至－78m 破碎；Ⅱ—卡车至＋6m 破碎；Ⅲ—卡车直排；Ⅳ—铁道运输；b—下盘运费曲线；Ⅰ、Ⅰ′—卡车至－78m 破碎站；Ⅱ、Ⅱ′—卡车至＋6m 破碎站；Ⅲ—卡车直排

（3）剩余运量(2300－(1200＋300)＝800 万 t)由两套半连续系统承担，尽管两套系统的总能力可达 1450 万 t(其中运矿系统为 600 万 t，运岩系统为 850 万 t)，从最佳经济效益考虑，半连续系统目前仅宜作为完成总运量的补充。

第五节　开拓运输系统及开采参数的配合

一、综合工艺系统形成特征

从国内外应用综合开采工艺露天矿的实际情况看，综合开采工艺的形成特征可分为

以下两种类型。

1. 一次形成型　一次形成型是指系统在露天矿投产时形成。这种类型主要见于剥离采用倒堆工艺的露天矿山。在山坡型及赋存较复杂的露天矿中应用也较广。例如因赋存条件限制或经济原因，采用由卡车、铁道、卡车-平峒溜井、前装机、铲运机、轮斗铲胶带系统、连续采矿机等两种以上工艺所组成的综合工艺。

2. 逐步形成型　此时，综合工艺系统随着露天矿场矿山工程的发展逐步形成。这种类型主要见于改扩建露天矿山。矿山前期一般采用单一式工艺，随着矿山工程的发展可能需要采用其它工艺系统，但为着充份的利用前期设备以减少投资和过渡影响，常常出现数种工艺系统并存而形成综合工艺格局。

二、平面组合式时开拓运输系统的配合

此时，视各开拓运输系统间影响程度的不同，可分为以下类型。

1）相互独立式　即各开拓运输系统在平面上是互相独立的，相互无干扰或干扰不大，故开拓运输系统的设计与单一式相同。多见于各工艺分别位于不同区段时的平面组合式。如本章第七节中所述依兰煤矿综合工艺系统。

2. 局部交叉式　即各开拓运输系统从整体上看基本是独立的，仅在部份区段发生不同系统间的交叉和组合。本类型多见于各系统分别位于同一区段的不同块段的平面组合式。

这种情况下的开拓运输系统可如下布置。

（1）视各个开拓运输系统的要求，布置时力避其相互干扰；

（2）利用不同开拓运输系统的功能，布置时互补其相互不足，导致更好的综合效益。

本类型布置实例如本章第七节中所述抚顺西露天煤矿扩建运输系统。

图 5-18 所示为抚顺西露天煤矿扩建前的工艺系统。该矿煤层呈倾斜赋存，矿山工程

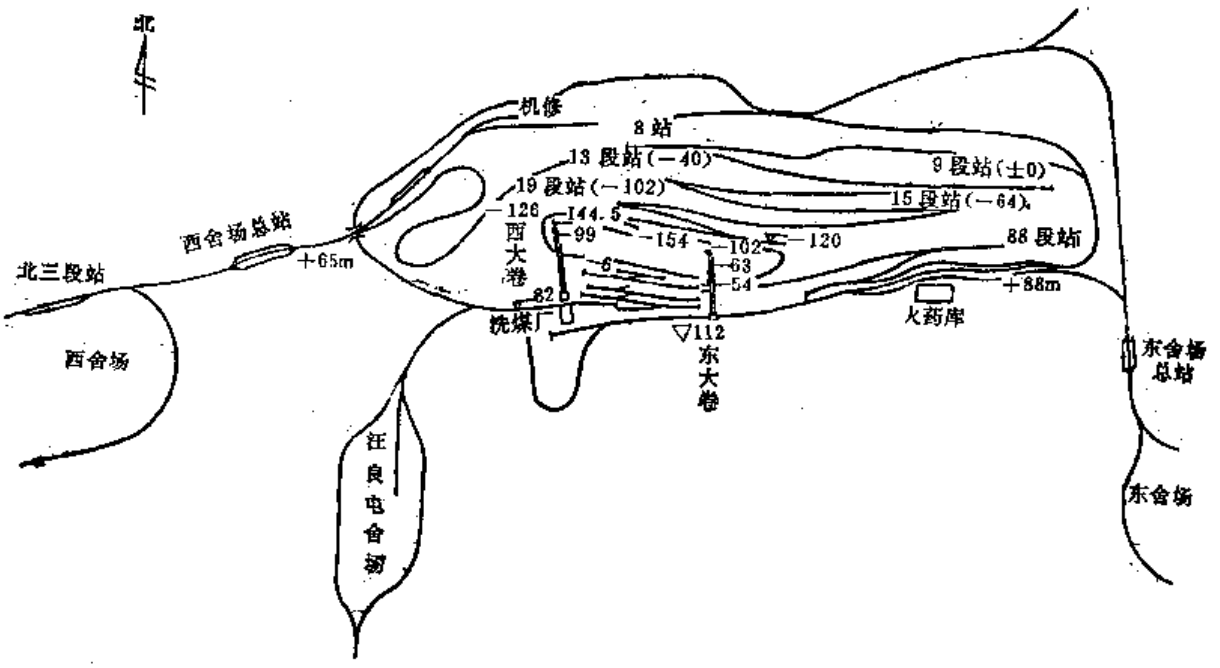


图 5-18　抚顺西露天煤矿开拓运输系统示意图

沿煤层顶板降深，剥离采用 4m³ 单斗铲和准轨铁道运输工艺，铁路系统为置于工作帮上的顶板折返式移动坑线。采煤为单斗铲-窄轨运输-箕斗提升工艺，东、西大巷分设于东、西部的煤层底板上，由大巷提升上来的毛煤送入设于露天矿场底帮境界外的选煤厂。剥离与采煤运输系统由于分设于矿场的顶底帮，避免了两者间的干扰。

露天矿场内同时采用露天及地下井巷式开拓运输系统可视为相互独立式布置的特例。图 5-19、图 5-20 所示海南铁矿及南芬露天矿开拓运输系统布置即属此例。

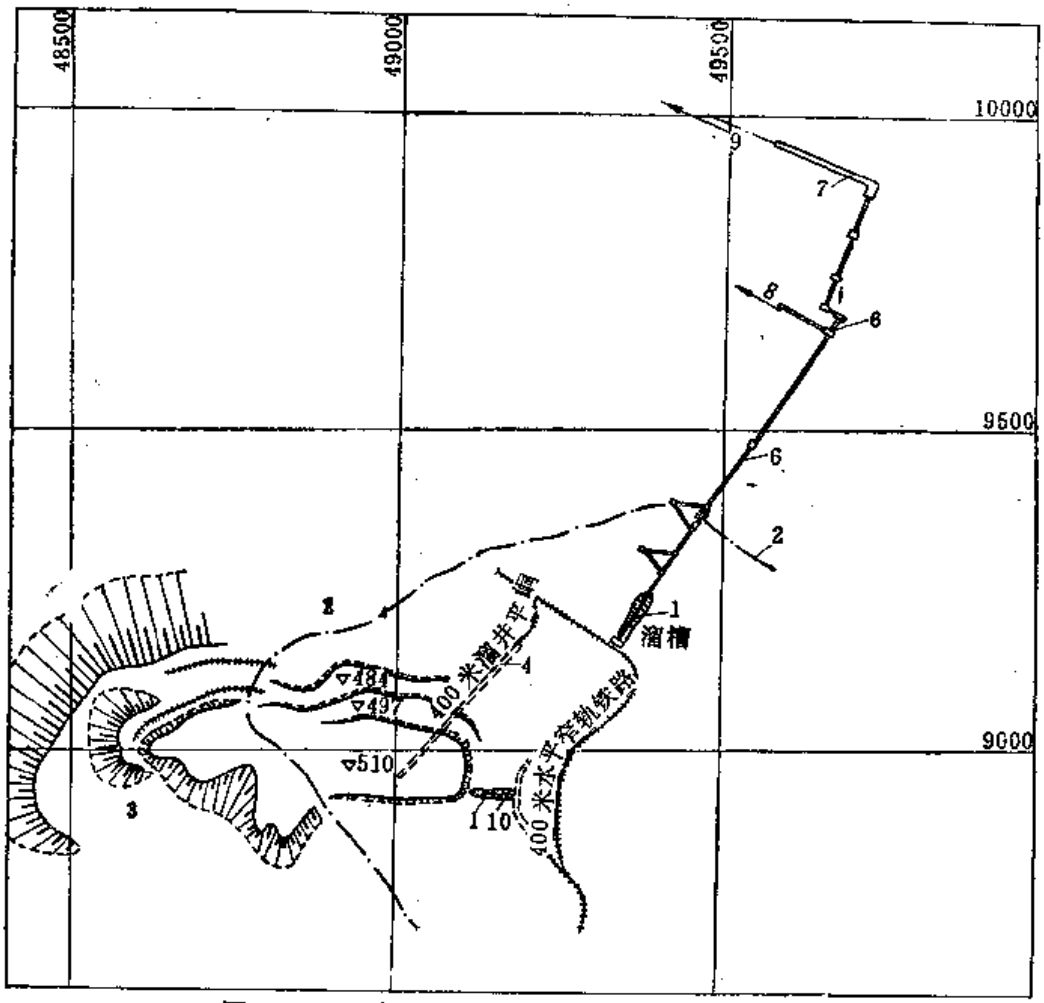


图 5-19　海南铁矿上部开拓运输系统示意图

1—溜槽；2—露天采场境界线；3—排弃场；4—平峒；5—溜井；6—胶带机；7—铁路装车矿槽；8—去粉矿堆场；9—去八所港码头；10—溜槽系统中的直井

海南铁矿北一矿体为一山坡露天矿。矿体出露最高标高为 540m，地表标高 125m，比高达 400余米。开采 400m 以上水平时，采用窄轨、窄轨-溜井(槽)-平峒-窄轨-胶带联合运输系统。各水平剥离的废石，用窄轨直接运至露天采场境界外的排土场排弃。矿石有两个系统。第一个系统采用窄轨-溜槽-直井-平峒组合；第二个系统采用直井-平峒组合。由于矿石采用地下井巷运输。故与采场内的窄轨系统间干扰较小，仅在溜井(槽)降段时有一定影响。

如图 5-20 所示，南芬露天铁矿的剥离物由各坑线系统分送至设于露天境界外的局部排土场。矿石通过分设于采场南北部的溜井(槽)系统进入设于溜井下部的破碎机，破碎后的矿石装入矿车后由平峒运出。

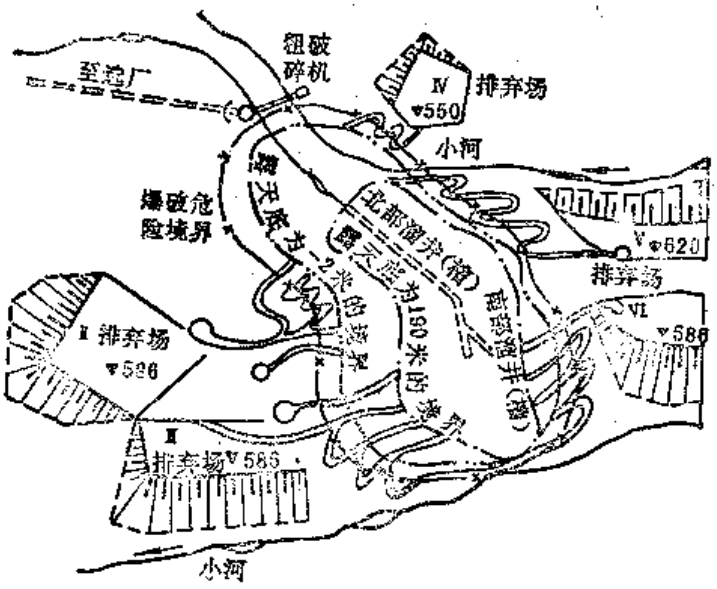


图 5-20　南芬铁矿综合工艺开拓运输系统示意图

三、立面组合时开拓运输系统的配合

立面组合式综采工艺，由于各系统均需保持独立通道，兼之多位于同一区段内，因而在各开拓运输系统间常存在较大干扰。干扰程度视所采用的综合工艺的类型、矿床赋存条件及运输系统布设位置而异。

开拓运输系统的布置可遵循以下原则：

1）将不同开拓运输系统分设于不同边帮上，以减少各系统间的干扰。

图 5-16 所示的大孤山铁矿存在准轨铁路系统、公路系统、东西端帮岩及矿石半连续系统等多组系统。为减少相互干扰，设计将准轨铁路系统置于矿场底帮，岩石、矿石半连续系统分置于东、西端帮、设于底帮东侧的公路系统也避免了与铁路间的干扰。

图 5-21 为海南铁矿开拓运输系统布置示意图。

该矿为山坡露天矿。采用平峒溜槽和 762mm 窄轨(标高 400m 以上)、铁路(标高 400～215m)、卡车-铁路(标高 240m 以下)联合开拓。

铁路干线全长约 12km。中央矿山站在 250m 水平。用 80-100t 电机车牵引 60t 自翻车(每列 8 辆)进行矿岩运送作业。

公路干线位于与铁路相对的西北侧。矿岩由公路运送至转载站，由 $4m^3$ 挖掘机二次装车将矿岩装入铁路列车运往破碎站和剥离物排弃场。

图 5-22 为白云鄂博铁矿东露天联合开拓运输系统示意图。

图中可见，露天的浅部用准轨铁路开拓，线路布置于露天矿的南帮；深部用公路-箕斗开拓、公路干线布置于露天矿的北帮，两个斜坡箕斗道布置于采矿场的两端，从而避免了铁路与公路干线的交叉。

图 5-23 为大冶铁矿铁、公路开拓运输系统示意图。

该系统具体布置如下，

(1) 采场上部 120～276m 各水平，公路干线系统布置于采场东南侧境界外；

(2) 中部标高 108～36m 各水平，采用准轨铁路运输。纵坡(限制坡度)为 35‰ 的干线铺设于下盘固定边帮上；

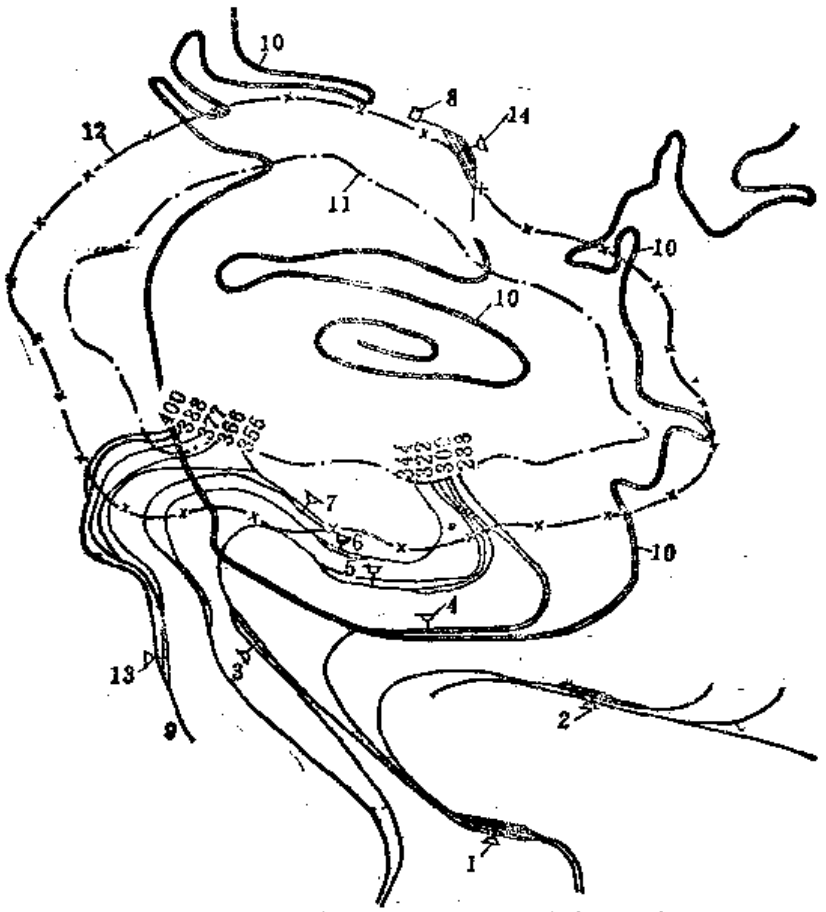


图 5-21　海南铁矿开拓运输系统布置示意图

1—矿山 276 站；2—250 中央站；3—281 站；4—347 站；5—304 会让站；6—335 会让站；7—355 会让站；8—粗破碎站；9—去第六排弃场；10—公路；11—露天开采终了境界线；12—爆破危险界线；13—375 站；14—156 站

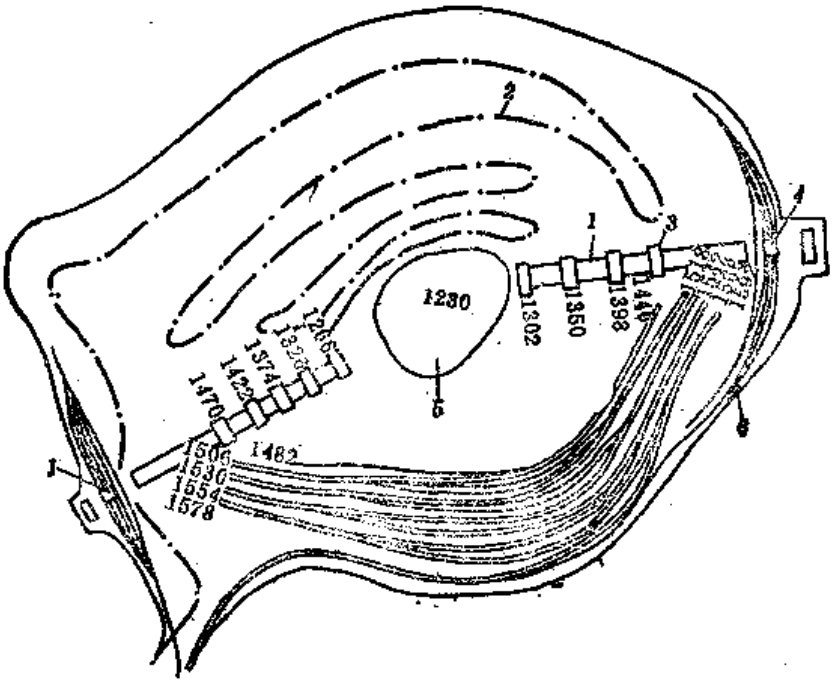


图 5-22　白云鄂博铁矿东露天公路、铁路、箕斗联合开拓系统示意图

1—箕斗道；2—公路；3—箕斗栈桥；4—地面矿仓；5—露天底；6—露天矿开采终了境界

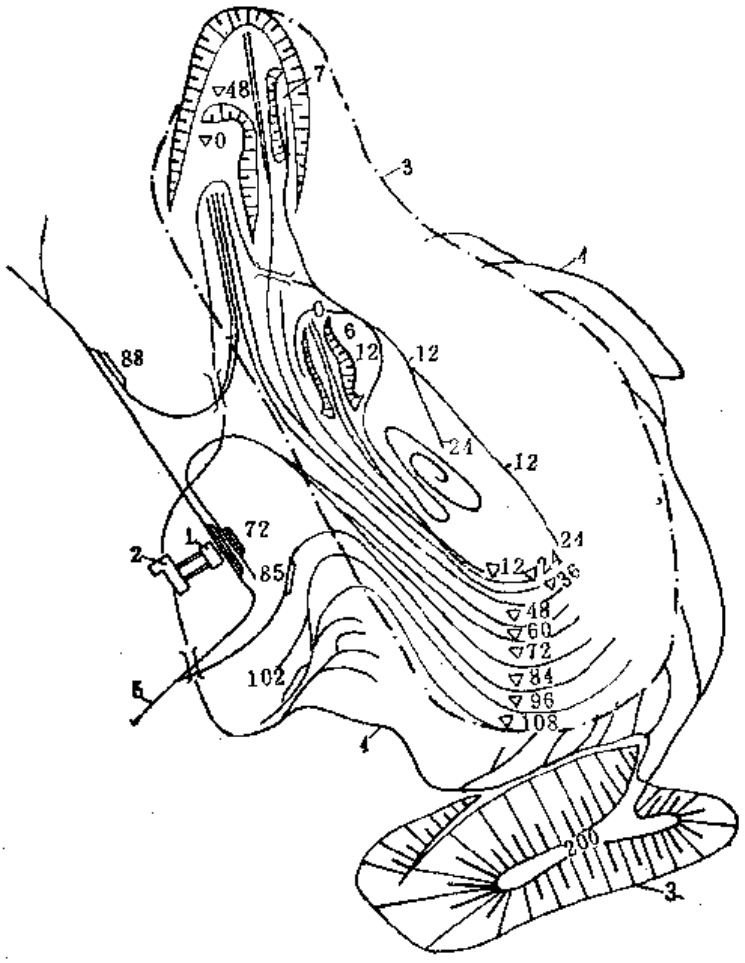


图 5-23　大冶铁矿东露天采场开拓运输系统示意图

1—选厂粗碎；2—选厂中碎；3—露天开采终了境界；4—公路；5—铁路；
6—0m 水平废石转载站；7—+48m 水平矿石转载站；8—南部排弃场

(3) 深部标高 36m 以下(24～－168m)用折返，螺旋公路坑线开拓。公路干线的总出入沟口在狮子山南帮，以 8%纵坡向下沿南帮向西延伸，至象鼻山端部，再回返 180° 向东进入采场北帮。一直延伸至尖山区－36m。以下改为螺旋坑线下延至露天底－168 m 标高。

上述布置避免了铁、公路间的干扰。

2) 不同开拓运输系统必须位于同一边帮上时，视具体情况，可分别采用以下措施，以减少相互干扰。

(1) 采用分区布置方式避免交叉。该方式见于长大露天矿。如抚顺西露天矿长达 6km，在其南帮上分别布置铁路固定干线、煤及油页岩胶带线以及卡车坑线。

(2) 利用公路坑线纵坡大的特点。嵌套于铁路干线内外，以减少干扰。如海州露天矿在北帮上建有固定折返大坑线系统，下坑的公路干线(直达 86 站)即嵌套在大折返坑线内。

图 5-24 为朱家包包铁矿开拓运输系统示意图。

该矿上部开拓系统为铁路运输，矿岩均由铁道线路分别运往破碎站和铁路排弃场。双线折返式固定坑线置于矿场底帮，开拓至 1162m 水平。深部 1150～1030m 采用公路开

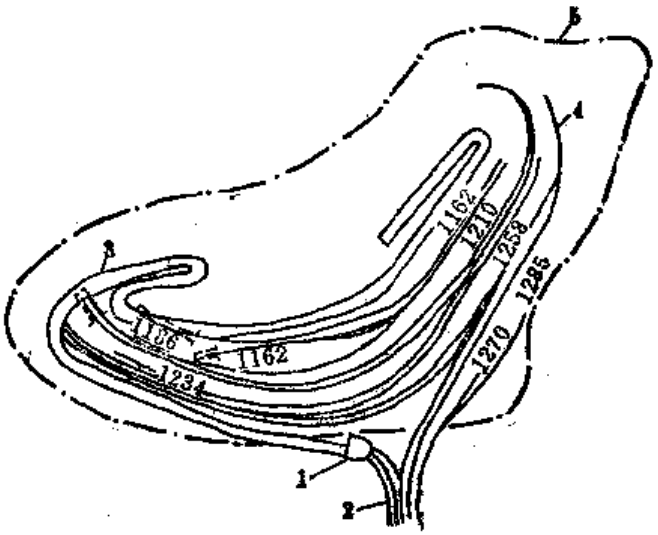


图 5-24　朱家包包铁矿铁、公路联合运输系统示意图

1—地面装载矿仓；2—矿山站；3—采场内公路；4—铁路；5—开采境界线

拓，并在 1150m 水平设转载站，由铁路将矿岩运出采场。为避免铁、公路系统间干扰，公路坑线于矿场底帮西侧入坑，并置于铁路外侧。

(3) 可视运量大小及重要性分别设置立体或平面交叉设施。如原东德露天褐煤矿中，当公路与胶带线交叉时，采用活动式简易公路桥跨越胶带，形成立体交叉。

四、开采参数配合

1) 工作线长度　矿场的工作线长度应满足各运输系统的展线要求，同时应保证达到所需的产量规模。在满足上述技术要求的前提下，还要注意工作线长度的经济合理性。如采用卡车运输时，由于卡车运距长短对矿岩成本影响甚大，故矿场工作线长度一般不宜超过 2km。

2) 台阶高度　平面组合式综合开采工艺，由于各工艺系统分处于不同区段或同一区段的不同块段，故台阶高度值取决于不同工艺的技术要求及推进度条件，相互间制约不大。

立面组合时，不同工艺系统的台阶高度值除应满足各工艺的技术要求外，还应符合以下关系式。

$$\frac{h_i}{h_j}=\frac{Q_i\ L_j}{Q_j\ L_i}$$

$$h_{i(j)}\leqslant\frac{Q_{i(j)}}{L_{i(j)}V_{i(j)}}$$

式中　h_i、h_j——i 或 j 种工艺系统下的台阶高度；

Q_i、Q_j——i 或 j 种工艺系统中设备的年能力；

L_i、L_j——i 或 j 种工艺系统下的工作线或采掘区长度；

V_i、V_j——i 或 j 种工艺系统下台阶的年推进度。

此外，立面组合条件下不同工艺时台阶的采宽应尽可能相等或成倍数关系，以减轻相互间的制约。

第六节　系统间产量匹配及其它问题

一、系统间产量匹配

一般而言，平面组合式综合工艺对各系统产量匹配的制约小于立面组合式系统；另一方面，系统间产量制约也因具体情况而异。

1）各系统在采场内不同部位基本独立时，构成非制约系统。此时不同系统间按以下原则实现匹配：

（1）取决于各区采运设备的数量和能力；

（2）实现品位（质量）的搭配及中和；

（3）当各分区间允许实现内排时，应尽可能加速前列采区的采掘工作，以便尽早实现内排和增加内排量。

依兰煤矿煤层呈倾斜赋存，各分区间实行搭配开采，内排仅能在某一采区先采完后实现。该矿Ⅰ采区为窄轨运输，采区能力受限于设备及线路通过能力，年采煤量为40万吨。在安排采剥工程计划时，应使Ⅰ采区满负荷作业，以便尽早使邻接采区实现内排。

2）不同系统在同一矿坑内的不同区段布置时，视具体条件，各系统间的产量匹配应考虑以下因素：

（1）各系统采运排设备所能达到的能力；

（2）应力求矿山工程均衡发展。如齐大山铁矿扩建综合工艺方案中，南、北区或上、下盘区段的开采进度不宜差别过大，以求比较均衡地发展。为此采取以下措施：

①　调节各区段的开采范围；

②　各区段的采掘工作间实现必要的互补；

③　对各系统的能力进行调整。

（3）满足要求的生产剥采比值；

（4）实现矿石品位的中和。

3）系统为立面组合式时，不同开采工艺共处于一个工作帮内，相互制约较大。各系统间的产量匹配应考虑以下条件：

（1）整个工作帮保持接近于同一的推进度，或从上至下各部份工作帮间的推进保持适当超前关系；

（2）不同开采工艺的分界平盘应取较大值，留有一定的富裕平盘宽，有利于调节不同工艺区段推进上的不均衡及作为备用量。

二、邻接区段的采掘工作

平面组合式的工艺系统，不同工艺系统的邻接区分为以下两种情况

1）实际上不存在邻接区段，如齐大山铁矿扩建设计中的南-北采区综合方案，在上述情况下，不存在邻接区段的采掘问题，有时即或少量存在，对作业也无重大影响。

2）存在邻接区段。这一区段可依其存在原因不同而划分为：

（1）为设置运输通道而保留的邻接区段，并在完成其历史作用后消失，这种邻接区段实际上将露天采场分为相对独立的采区，故消除了各区间的干扰。

上述邻接区段的采掘方法视具体条件而异。当采用机动性强的采运设备（如单斗铲-卡车等）处理上述邻接区（岩墙）时将不存在任何困难。随着岩墙的采掘，即可回收下部的

矿石。

(2) 由于不同区段开发时期或推进速度不一而造成。这一临时边帮如不需设置运输通道，一般随着紧接区段的开发而完成其采掘工作。

三、设备维修管理

采用由不同单一工艺组合成的综合开采工艺，必然导致系统内采运设备类型增加，设备的维护管理工作更复杂，这主要表现在以下方面：

(1) 设备维修计划复杂化；

(2) 零、备件库存量及占用流动资金较多；

(3) 机修设施增加。

为了改善设备的维修管理工作，宜采取以下措施：

(1) 设备维修计划实现微机管理；

(2) 尽量采用总成及部件互换式作业法；

(3) 采用先进的维修制度。

国外现已从计划预防检修逐步发展为按设备运行状态维修以及以故障为条件的状态维修。状态维修既可提高设备利用率，还可充分利用各个易损部件。为实现这一维修制度，除检查方法外，应利用压力、温度、振动传感器等自动收集有关组件及机械部件的状态，收集到的数据通过远距离传输装置输入计算机处理。

第七节 综合开采工艺实例分析

综合工艺系统的选择必须考虑众多的因素。如矿区地理位置及矿床赋存条件、可供选择的设备及其特点、产量规模、作业成本、资金来源等。

我国目前的生产露天矿山和拟开发的露天矿山的赋存条件均较复杂，在工艺选择上，大都具有"临界"特征。加之受到国情条件限制，使综合工艺的应用尤具重要性。

下面以几个新建或扩建露天矿的工艺方案选择为例，分析综合工艺的应用效益及应注意的问题。

一、依兰露天煤矿老坑改造工艺选择

依兰煤田位于黑龙江中部松花江两岸，露天矿位于依兰县西南 22.5km 的达连河镇。

煤层呈单斜构造，倾角为 11°～17°，可采煤层有五层：上$_1$、上$_1$～上$_2$、上$_2$ 中、下，纯煤平均厚度为 13.63m，包括可供利用的顶板油页岩及炭页岩时，原煤总厚度为 27.24m。

露天矿田长约 3.4km，沿倾向宽为 1.8km。依兰煤矿老坑（Ⅰ采区）位于矿田东翼。

依兰煤矿老坑于 1966 年投产。使用单斗铲—窄轨运输工艺。

目前老坑年采煤量为 35 万 t/a 左右。

1984 年，作为哈尔滨煤气工程的重要组成部份，国家决定扩建依兰煤矿。扩建后依兰煤矿总能力为 130 万 t，其中新坑（Ⅱ区）为 100 万 t，老坑（原达连河矿）为 30 万 t（图 5-25）。

新坑采用 4m^3 单斗铲与贝拉斯—7523 型自卸汽车作业。设计建议老坑采用与新坑相同的开采工艺。进一步研究认为，上述建议存在以下问题：

(1) 老坑需更换设备投资 3295 万元；

(2) 因减缓工作帮坡角及加宽露天矿平盘宽度，约须完成缓帮工程量 1208 万m^3。支

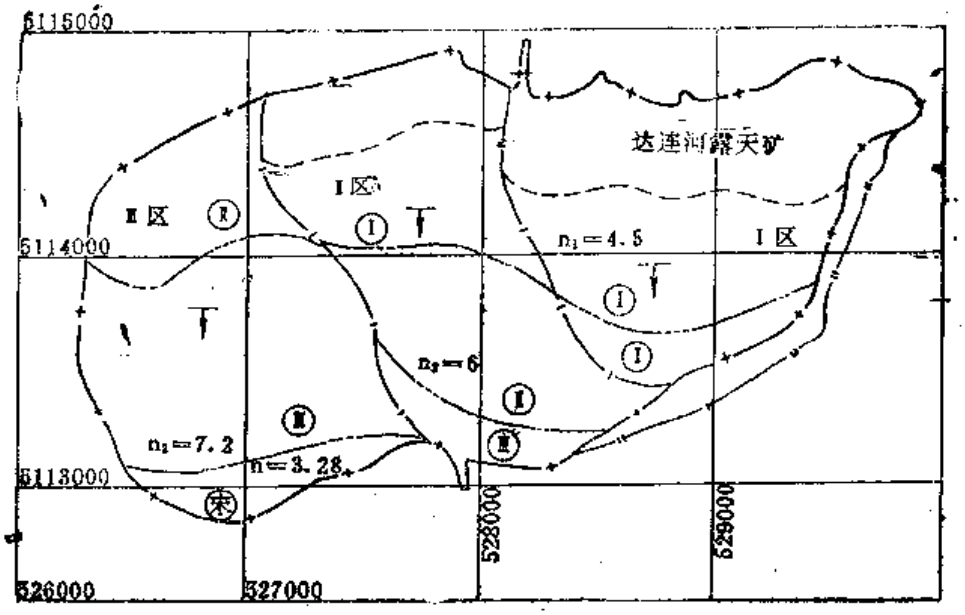


图 5-25　设计推荐开采程序示意图

①……⑧—剥采比分期号；剥采比单位 m^3/t

出缓帮工程费 8592 万元；

(3) 从运输成本看，在目前技术经济条件下，老坑继续沿用窄轨运输较之卡车运输便宜，从而可改善矿山经济效益。合理利用窄轨运输的原则为：

① 该水平的煤岩窄轨运输成本低于或等于卡车运输成本；

② 现有或新增窄轨运输设备能够较充分利用，更新设备投资得以回收。

此外，矿山目前对窄轨运输已积累了丰富的管理和使用经验，可靠性高，初期不失为对卡车运输的补充。

据此，提出了旨在充分利用老坑现有设备的综合工艺方案。即在上提Ⅰ区老坑采深(从 -100 水平上提到 0 ～ -20 水平)的条件下，老坑继续采用窄轨运输工艺。建议方案与设计方案相比的经济效果见表 5-6。

表 5-6 结果表明采用综合开采工艺可导致较高的经济效益。

由于老坑(Ⅰ采区)继续采用窄轨运输，新坑(Ⅱ采区)采用卡车运输，故存在新、老坑间开采工艺与开拓运输的匹配问题。

(1) 本矿为平面组合式综合开采工艺，故Ⅰ及Ⅱ区的开拓运输系统原则上可独立布置，互不干扰。但Ⅰ、Ⅱ区间的端帮(岩墙)应继续保留。一是继续作为老坑工作帮移动坑线系统通达北部排土场的通道(图 5-26)；二是目前新、老坑采深不一，保留端帮便于新坑建立西侧出车沟，可缩短卡车运距。

(2) 有条件时，新、老坑开采工艺可互为补充，以求达到更好效益。

① 新坑上部 1 ～ 2 个水平可考虑采用窄轨运输。优点为节约运费和窄轨雨季在表土台阶作业较为可靠；

② 卡车运输也可用于老坑深部水平，以减少煤损及矸石混入。

二、抚顺西露天煤矿扩建工艺选择

西露天矿的开采工作始于 1914 年。至今已产煤 2.2 亿 t，剥离复盖物(包括油页岩)

表 5-6　设计与建议方案费用比较

指标 \ 方案	Ⅰ（设计）	Ⅱ（建议）
一、老坑改造投资		
1.初期投资，万元	3295.1	244
投入年	2	2
折算为第 20 年值，万元	11137.1	824.7
2.补加投资，万元		8051.1
投入年		9
折算为第 20 年值，万元		6388.3
二、经营费		
1.一期经营费，万元/a	2896.4	2512.9
年限	10	10
折算为一期末值	40016.7	34718.2
折算为第 20 年值，万元	78720.9	68297.6
2.二期经营费，万元/a	3861	2702.7
年限	10	8
折算为期末值，万元	53343.6	27729.7
折为第 20 年值，万元	53343.6	31760.5
3.三期经营费，万元/a		3861
年限		2
折算为第 20 年值，万元		7992.3
经营费总计，万元	132064.5	108040.4
三、缓帮费，万元	3592	
折为第 20 年值，万元	9261.3	
四、支出费用值合计，万元	152462.9	115253.7
%	100	75.6

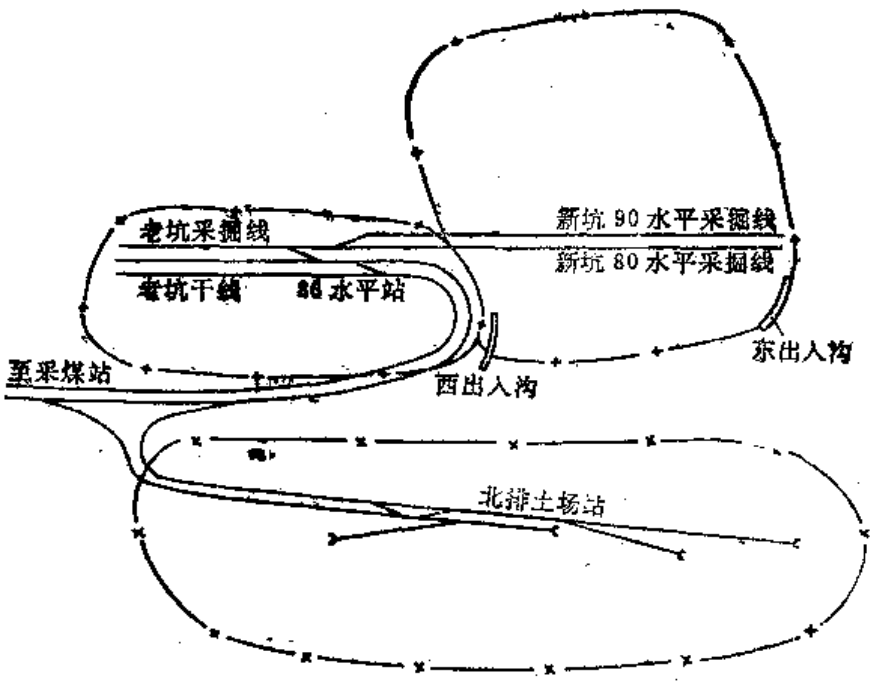


图 5-26　新、老坑窄轨开拓运输系统示意图

约 13 亿 t。

目前开采地段为第三纪生成向斜构造西端南翼，南翼倾角为 20～40°。露天矿开采的主煤层厚 55m，油页岩直接覆在上部煤层之上，平均厚度为 118m。其中约 $\frac{1}{2}$ 左右的上部油页岩层属油页岩富矿层。含油率为 8%。矿坑内目前尚存煤炭储量约 1.1 亿 t，开采矿坑东西长约 6km，南北宽 2km。矿坑地表标高为 +80m，中部最大采深至 −400m 标高，东西部为 −280m。现矿坑西端采深最大。约 300m。图 5-27 为抚顺西露天矿地质赋存平面示意图。

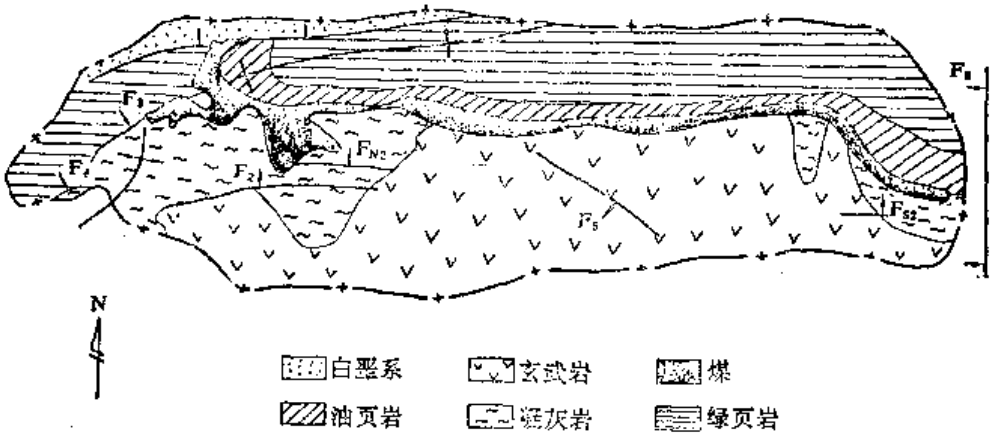


图 5-27　西露天矿地质平面简图

目前开采工艺为 4m³ 单斗铲及准轨电机车运输。主要采运设备数量为：

各型冲击钻及旋转钻	44 台
斗容 4～10m³ 单斗铲	55 台
85～150t 机车	145 台
自翻车	1500 辆
准轨铁路	约 500km

为了扩大西露天煤矿的生产能力(扩建后，将年产毛煤 725 万 t，油页岩富矿 800 万t)及改善露天开发的经济效益，扩建决定采用分区开采及综合开采工艺方案。其要点如下：

(1) 加速露天矿西部降深，以便从 1992 年起逐步实现矸石内排；

(2) 下部水平矸石将由载重 91t 卡车直接排入内部排土场；

(3) 上部水平矸石由铁路运输至坑内内排土场上部水平排弃。并力求最大限度继续使用现有电铲和铁路运输设备；

(4) 毛煤由卡车运至坑内破碎机站。破碎机站设有两个并列受料斗，容量各为 200m³。受料斗下各设一台可调速板式给煤机，两机并立运行将毛煤送入两台直径 3.3m，长 7.3m 的选择性破碎机，破碎机能力为 1200t/h，入料块度不大于 800×800×1200mm。经破碎机破碎为上限块度 300mm 的煤，流入容量为 200m³ 的中间缓冲仓。缓冲仓下设置振动式给煤机，将仓内储煤经加速皮带传送至主提升运输机；

(5) 富矿运输流程与毛煤运送流程相似。共设两台直径 1.2m、宽 1.8m 的辊式破碎机，破碎机小时能力为 1750t/h。小于 150mm 块度的富矿在进入破碎机前已由固定格筛筛除，其量约占总量的 70%，故破碎机仅破碎大于 150mm 的物料；

(6) 于西南帮上平行设置三条提升运输机线。一条专用于提升煤炭，一条用于提富矿或杂煤；另一条用于提升煤、富矿或杂煤。胶带宽均为 1.2m。

扩建后，2002 年时的露天矿开拓运输系统见图 5-28。

由图可见，铁道、卡车、胶带运输机线按"混合组合式"布置原则分别置于矿坑的不同部位。各运输系统间既相互联系，又各得其所。

三、元宝山露天煤矿开采工艺选择

元宝山露天矿是由共 12 个煤组组成的褐煤露天矿。5、6 层煤是露采主煤组，7 层煤局部可露采。煤系地层强度为：

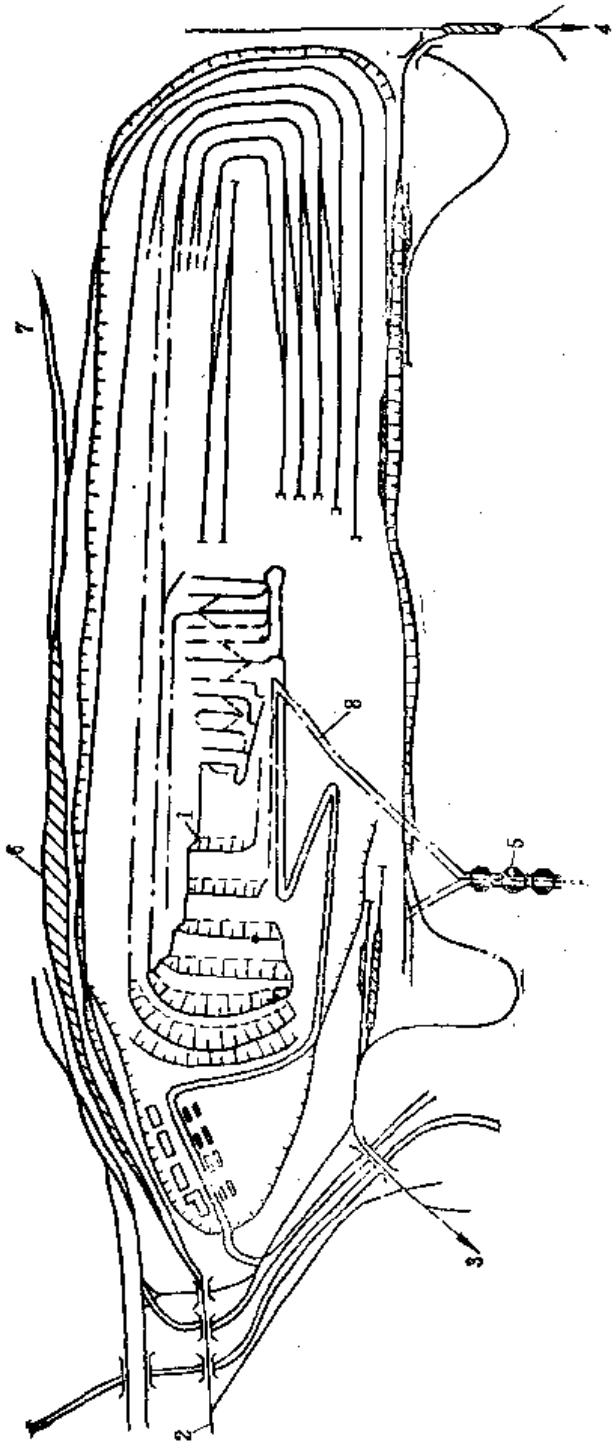


图 5-28 露天矿开拓运输系统示意图

1—卡车内排土场；2—往西舍场；3—往汪过舍场；4—去东舍场；5—选矿站；6—大官电站；7—矿务局站；8—胶带干线；

1. 6煤底板以上岩石抗压强度普遍在6MPa左右，>10MPa层数少，多为薄层，含量为0.5～4.3%；

2. 6煤与7煤之间岩石抗压强度普遍在10MPa左右，>10MPa以上层数多，占5.5～74.5%。

根据煤及不同土岩的硬度、所占比重及赋存特征，对可供采用的设备进行初步分析后，认为可供选择的工艺系统如表5-7所示。

表5-7 可供选择工艺系统

工艺系统	采掘	运输	破碎	剥离物		煤	
				运输	排弃	运输	堆放
1	轮斗	胶带机	—	胶带机	排土机	胶带机	堆料机
2	单斗	卡车	—	卡车	卡车及推土机	卡车	卡车、前装机
3	单斗	卡车	坑外固定式	胶带机	排土机	胶带机	堆料机
4	单斗	卡车	出入沟胶带机处半固定式破碎	胶带机	排土机	胶带机	堆料机
5	单斗	卡车	工作面胶带机处半移动式破碎	胶带机	排土机	胶带机	堆料机
6	单斗	—	工作面胶带机处移动式破碎机及转载机	胶带机	排土机	胶带机	堆料机
7	单斗	—	—	—	卡车及推土机	—	—

鉴于元宝山露天矿的煤岩赋存特征，采用表5-7中任一种单一开采工艺系统都是不适宜的。只采用轮斗工艺系统，由于有相当硬和很硬的夹石层，而过于冒险；只采用单斗、卡车开采工艺系统，由于运距很远，在经济上是不可行的。因此，只能采用上述开采工艺系统的组合，即综合工艺系统。

表5-8 选用的工艺系统组合

台阶编号	工艺系统编号	说明
1	1	
2 3 4	1＋5＋7	西部端帮各台阶6煤与7煤间的夹石层和7煤，均采用单斗、卡车将煤运到位于台阶端部的半移动式破碎机，夹石运到采空区。
5	1＋4＋7	与上基本相同，不同点是将半固定破碎机设在出入沟下部。
6	4＋7	单斗、卡车将煤运到设在出入沟下部的半固定式破碎机，夹石运到采空区。

经分析比较后，认为采用表5-8的工艺系统组合是适宜的。

上述采用的工艺系统如图5-29，西端帮处硬岩和煤的开采方法如图5-30。

从元宝山露天矿煤岩赋存条件分析，采用以上开采工艺系统在技术上是可行的。但从我国国情考虑，上述以采用连续开采工艺设备为主体的综合工艺系统，其主要设备均需从国外引进，而导致设备投资及生产费的高昂。据此，在充分论证的基础上，最终采用如下的综合工艺系统(图5-31)。

图5-31表明，露天矿分为两个采区。Ⅰ采区全部采用单斗-卡车开采工艺。在该区西端帮设Ⅰ号出入沟，由地表延深至468水平；在该区南端帮设Ⅱ号出入沟，延深至444水平。

Ⅱ采区采用综合开采工艺。

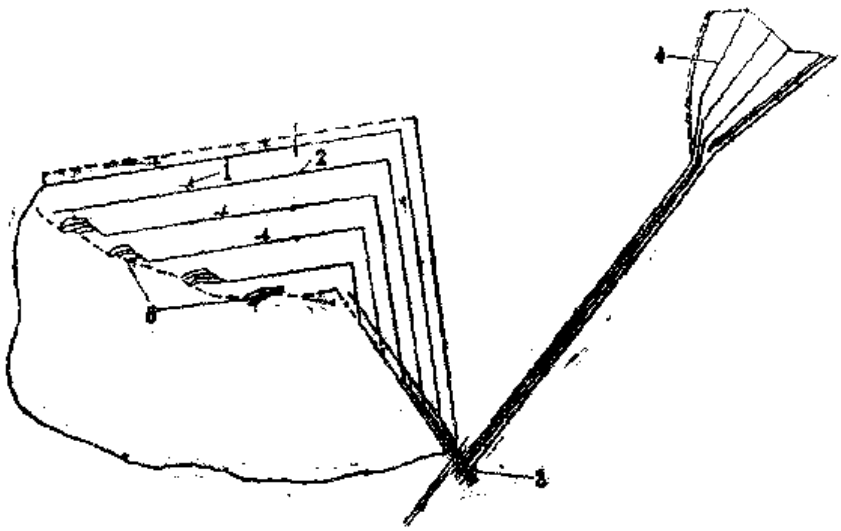


图 5-29　元宝山露天煤矿开采工艺系统示意图

1—轮斗铲；2—工作面胶带；3—分流站；4—排土场；5—硬岩半连续系统

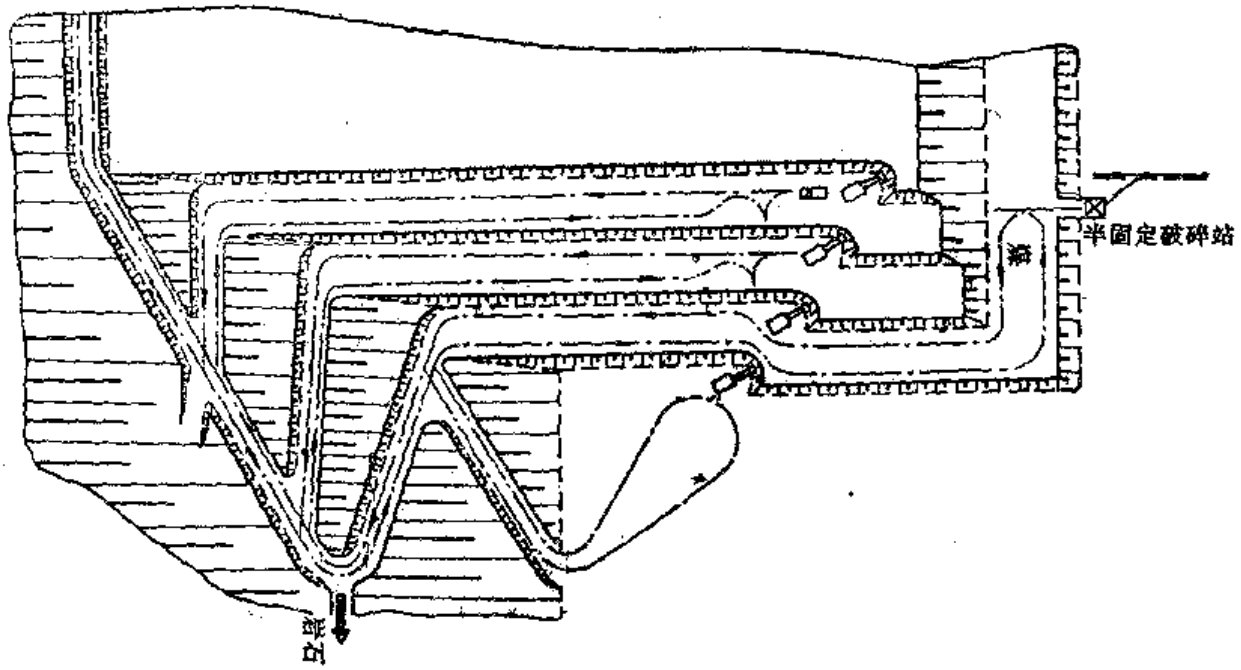


图 5-30　西端帮硬岩和煤开采示意图

1. Ⅱ采区基建时期亦主要采用单斗铲-卡车开采工艺，以缩短基建时间，并为其后综合开采工艺的投入创造条件。

2. Ⅱ采区移交后，上部表土采用轮斗铲-输送机-排土机组成的连续开采工艺系统；岩石采用单斗铲-卡车-半固定破碎机组-输送机-排土机组成的半连续开采工艺系统。开采后期具备内排条件后，岩石由卡车直接排入内排土场；煤同样采用由单斗铲-卡车-半固定破碎机组-输送机组成的半连续工艺系统。

考虑到储煤场、排土机排土场的设置位置及其与坑内物料流的联系，在露天矿西端帮设置集中式分流站及带式输送机出入沟。经分流站分流后，剥离物沿北出入沟至地面剥离干线带式输送机运往排土机排土场排弃；煤则经分流站分流后沿南出入沟至地面运煤干线带式输送至运往储煤场。

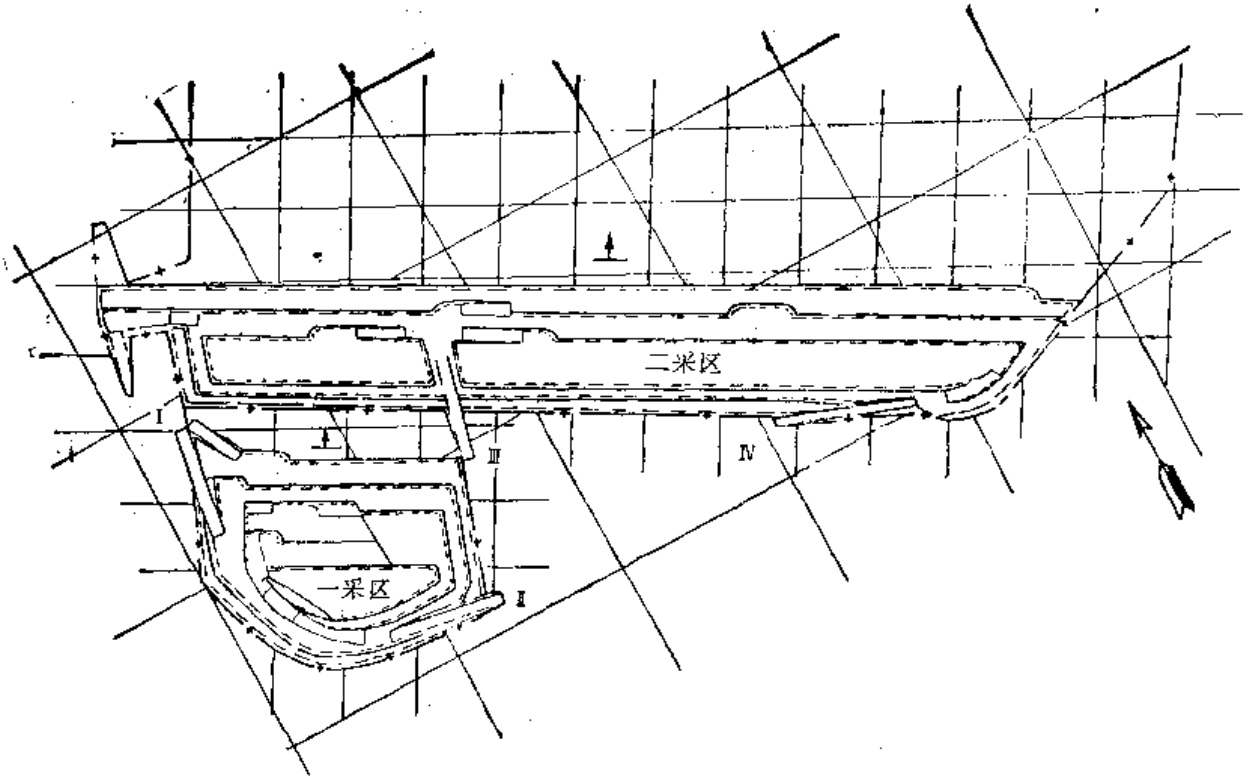


图 5-31　元宝山露天煤矿开采工艺及运输系统示意图

四、霍林河露天煤矿开采工艺(设计方案)

霍林河煤矿位于内蒙古自治区哲里木盟札鲁特旗境内。含煤地层为中生界晚侏罗系，主要由砂岩、泥岩和煤组成，共有可采煤层 9 层，总可采厚度 81.17m，煤层倾角 5°～15°。煤层结构复杂，层内夹石较多。煤层埋藏深度可达 200m。

从煤岩赋存条件看，由上而下物料硬度逐步增加，故按物料硬度特征推荐在上、下部采用不同的开采工艺。

上部(100m 以上)岩石较软，可用轮斗挖掘机-胶带输送机-排土机连续开采工艺。台阶高度为 20m。用 5 台 $SchRS\frac{2000}{5}28$ 型轮斗挖掘机装岩(或煤)，工作面平行推进。工作面胶带输送机胶带宽 2m。物料运往地面分流站，煤岩经分流站分流。岩石用 2.4m 宽的胶带运往排土场，煤用 2m 宽的胶带运至贮煤场。

下部(100m 以下)，煤、岩均采用由单斗铲-卡车-半固定破碎机组-输送机组成的半连续开采工艺系统，煤、岩经分流站分流后分别运送至贮煤场及排土场。

该矿开采工艺及运输系统见图 5-32。

上述诸开采工艺选择实例表明：

(1) 开采矿床赋存条件的日益复杂化。采矿技术的进步以及市场竞争机制，使能获取更高经济效益的综合开采工艺得以日益发展。国内外露天开采实践均表明了这一发展趋势；

(2) 分析在不同条件下(矿床不同赋存条件、新建或改建露天矿、国情条件以及其它因素)综合工艺系统组成的内部规律性，对促进综合工艺的应用及其合理化有十分重要的意义。

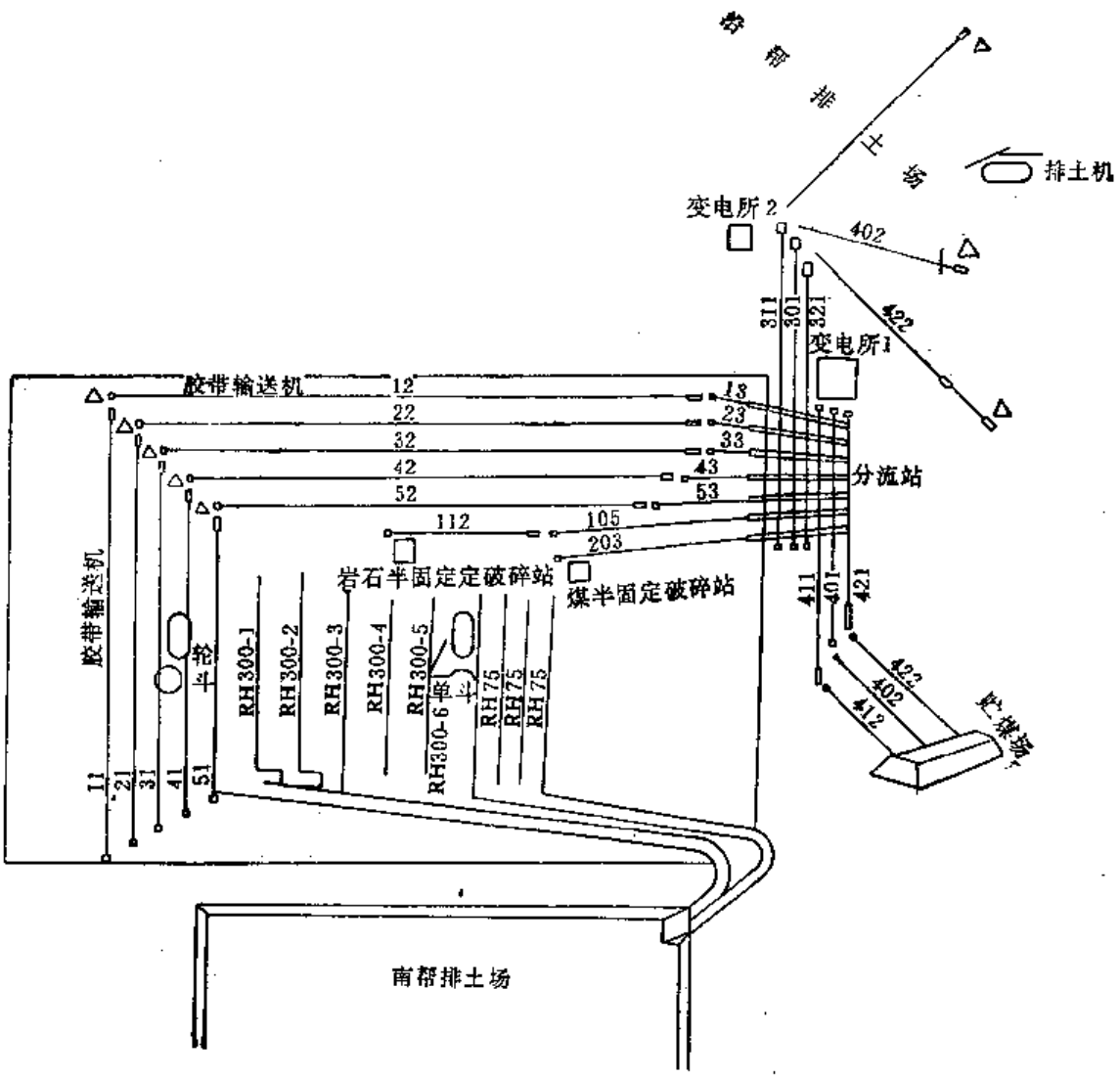


图 5-32　霍林河煤矿开采工艺及运输系统示意图

第六章　开采工艺系统的选择

第一节　概　述

露天开采实质上是大量土石方的移运，大型露天矿的年物料移运量可达亿吨以上。如此规模的物料移运量必须由大型设备组成的工艺系统完成。因此，工艺系统选择是露天开采设计的主要环节，其重要性表现在以下几方面：

(1) 对露天矿的投资有重大影响。一般设备投资占露天矿总投资的50%左右，故工艺系统选择将很大程度上影响到露天矿的投资额；

(2) 所选工艺系统有效与否将显著影响露天开采成本；

(3) 工艺系统一经形成，再变更较困难，从而将长期影响到露天矿的建设和生产。

我国拟开发的几个大型露天煤矿，在工艺选择上大都具"临界"特点。因而，合理选择开采工艺对矿区的开发效益有重要意义。

霍林河、伊敏河、黑岱沟、元宝山等露天矿开采工艺的选择，都历经了长时和多次的反复工作，才基本确定下来。而且，就目前的认识水平看，所选择的开采工艺均存在着不同程度的不足，从而反映了工艺选择的困难性。

由于工艺系统选择所涉及的因素繁多，其优化工作十分复杂，故历来都是露天采矿科学中的重要课题。在长期实践的基础上，开采工艺的选择理论和方法已有了相当进展，并正循着以下途径发展。

1) 将复杂的工艺选择问题分解为不同层次的内容，对各个重要问题进行研究。例如：

(1) 不同开采工艺临界应用条件的研究。如矿岩硬度是连续与间断工艺的主要应用分界线，从而发展了各种岩石强度指标及其测定方法；间断工艺与半连续工艺的分界在于矿床的开采深度和矿岩的运输距离；间断工艺中各种采掘、运输设备的适用范围等。

(2) 不同开采工艺系统重要参数及其相互联系的研究。如列车牵引重量及限制坡度、车铲比、勺容比、破碎站移设步距及其设置位置、系统利用率，连续输送系统的可靠性等等。

2) 针对赋存条件较为简单的矿床建立计算机模型，以进行工艺选择及工艺参数的研究。如原西德据北美矿山条件建立的用以分析半连续工艺系统应用有效性的计算模型；美工程设计公司所建立的水平矿床倒堆工艺参数计算模型；德及美建立的近水平褐煤矿床开采工艺选择模型等。

3) 为解决复杂矿床赋存条件下开采工艺的选择问题，使工艺选择方法具有更大的通用性，正在探索将计算机专家系统技术应用于采矿方法及采矿设备的选择问题，并取得了一定的进展。

尽管有了如上一些成就，但因工艺选择问题的复杂性，使传统的方案比较法在实际工作中仍被广泛运用。该法系据设计人员经验及利用扩大指标对适用工艺方案进行初步筛

选后，再对数个方案（一般为二～三个）进行详细论证后择优。由于被比较方案数受限，故较难实现真正的优化。

第二节　工艺选择的一般准则

露天开采工艺系统是由不同作业环节的设备组成的。图 6-1 表示主要露天开采工艺系统及系统中设备的组成情况。

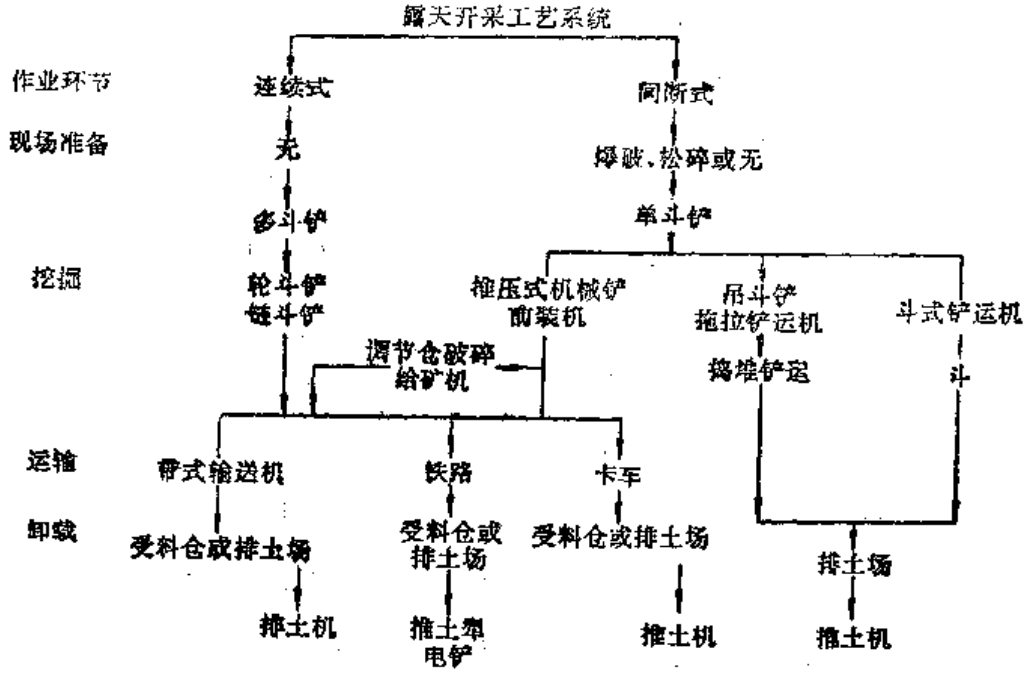


图 6-1　露天开采工艺系统的环节组成及应用设备

系统或设备的选择必须考虑众多的因素，如矿区地理位置及矿床赋存条件、资金、可供选择的设备及其特点、产量规模、作业成本等。上述诸因素所包括的内容很广泛，其中尤以矿床赋存条件所含内容最多，对工艺选择有影响的因素如下：

——地形及海拔高程；
——水文地质条件；
——表土层的厚度及性质；
——覆盖层的厚度及性质；
——矿床赋存特征（厚度、倾角、矿层数量等）及矿石性质；
——夹矸厚度、赋存特征及性质；
——采掘物料特性（腐蚀性、粘性、容重、松散系数、化学特性等）；
——矿层底板弱层赋存情况；
——边坡及排土场稳定性；
——配矿需要；
——煤或矿石储量；
——土岩储存或排弃条件等。

为了方便设计工作，国内外的设计单位在实践经验基础上制订出规范和各种图表资料，为选择工艺系统提供指南。

表 6-1 至表 6-3 以及图 6-2 至图 6-7 就是上述工作中较有代表性的资料。

表 6-1　几种采掘设备指标对比

	每m^3斗容的设备重量(kg)	每m^3斗容的总功率(kW)	每kW的设备重量(kg)	每m^3斗容价格美元	服务寿命(h)
推土机(履带式)	—	—	143	—	12000
铲运机(标准)	1720	13.7	122	12426	12000
前装机	7120	50.7	143	47088	12000
液压挖掘机	17800	70.2	258	111180	30000
电　铲	32022	40	790	143880	75000
吊斗铲(迈步)	67636	99.5	669	274680	100000

表 6-2　挖掘机应用指南

	前装机	液压挖掘机	电　铲	吊斗铲
斗容(物料松方容重为1.78t/m^3时的立方米数)	2.3～18.4	2.3～22.9	11.5～38.2	7.6～13.8
平均产量(物料松方容重为1.78t/m^3时的m^3/h数)	最大1530	最大1376(反铲) 最大1835(单斗)	最大4205	最大5734
挖硬岩能力	中	良	优	良
挖掘轨迹	半固定	变　化	半固定	变　化
工作面最大高度	低	高	高	高
卸载高度	有　限	良	良	优
卸载难易	易	易	可能难	可能难
分采能力	良	优	中	中
灵活性	优	良	差	差
要求的底板条件	良	不严格	不严格	良(平)
天气影响	大	小	小	小
可靠性	中　等	中　等	高	高
机组人员	1	1	1—2	1—8
辅助设备	无	无	推土机	推土机
运营费用	高	中　等	低	低
交货时间	短	中　等	中　等	长

我国《露天煤矿工程设计规范》对开采工艺选择建议如下：

1）开采工艺方式，一般按以下顺序选择：

（1）岩性较软、气候适宜时，优先采用轮斗挖掘机连续开采工艺；

（2）水平及近水平煤层，底部煤层及上覆岩层厚度适宜时，应考虑采用横向移运和倒堆内排开采工艺；

（3）深露天矿（深度超过 80m）下部，宜考虑采用半连续工艺及综合开采工艺；

（4）单斗铲-卡车运输或单斗铲-铁道运输间断开采工艺。

2）按不同矿石产量，间断工艺采运设备规格一般可按表 6-4 系列选型。

3）采用轮斗铲-带式输送机-排土机组成的连续开采工艺时，应遵循以下原则。

（1）设计时必须具有挖掘物料的切削阻力、地耐力、耐磨物料（石英含量等）、气象和硬岩或硬夹矸（抗压强度超过 10000kPa）结构及分布资料。

（2）凡具以下情况之一时，必须采取技术措施并经技术经济比较后确定：

表 6-3　运输设备应用指南

	前装机	铲运机	汽　车	带式输送机
平均能力，t/h	达800	达1200	达2500	达5000
单机运距，m	15～315	152～1520	≥315	≥1830
坡度，%	达12	达12	5～10	达27
重载平均速度，km/h	8～16	24～40	32～55	10～22
运输大块物料	好	差	好	差
运输道路要求	用装载机准备	用铲运机准备	平道机	无(专用道路)
运距变化的灵活性	好	好	好	中等
改变路线的灵活性	好	好	好	差
改变生产能力的灵活性	好 (调整机队或作业时间)	好 (调整机队或作业时间)	好 (调整机队或作业时间)	中等 (限于调整作业时间)
雨天限制	降低生产能力或停工	降低生产能力或停工	降低生产能力或停工	最小
可靠性	中等	中等	中等	大
无效时间(除去维护和修理时间)	道路维修	道路维修	—	移设输送机
辅助设备	无	有些情况下用推土机推进	道路维护设备	用于周期移设的设备
投资	中等	中等	中等	中等/高
生产费用	高	高	高	低

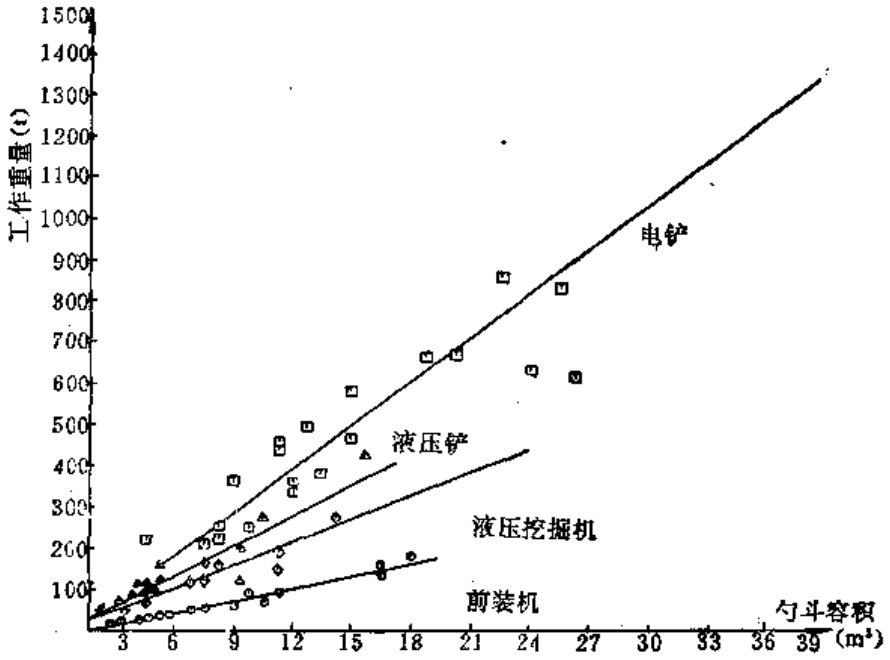


图 6-2　设备工作重量与勺斗容积关系

①斗刃线切割力大于 1400～1600N/cm，相当于抗压强度 6000～8000kPa 或切片面切割力大于 150N/cm² 的轮斗铲需特殊设计，或存在不能直接挖掘而需要爆破的硬物料

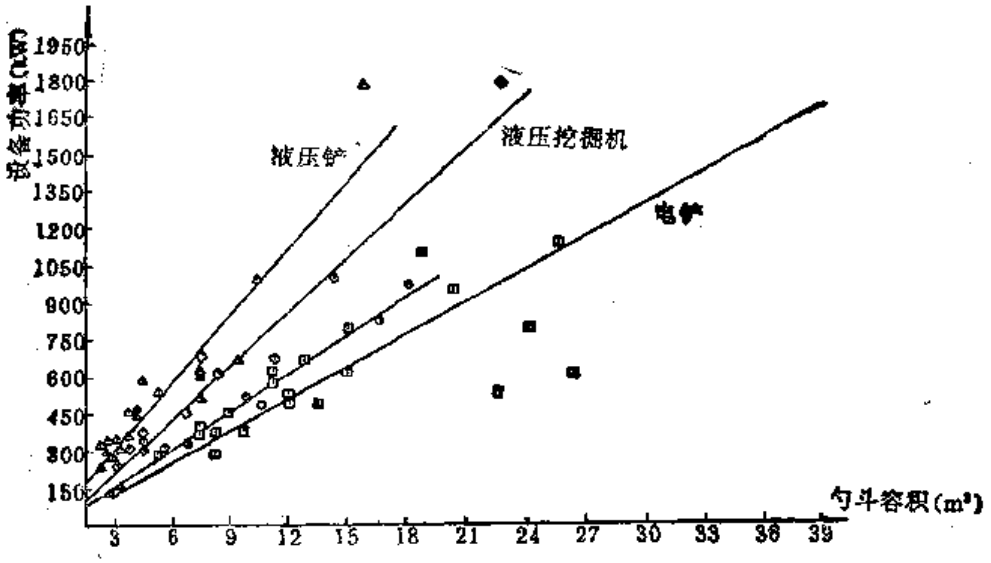


图 6-3　设备功率与匀斗容积关系

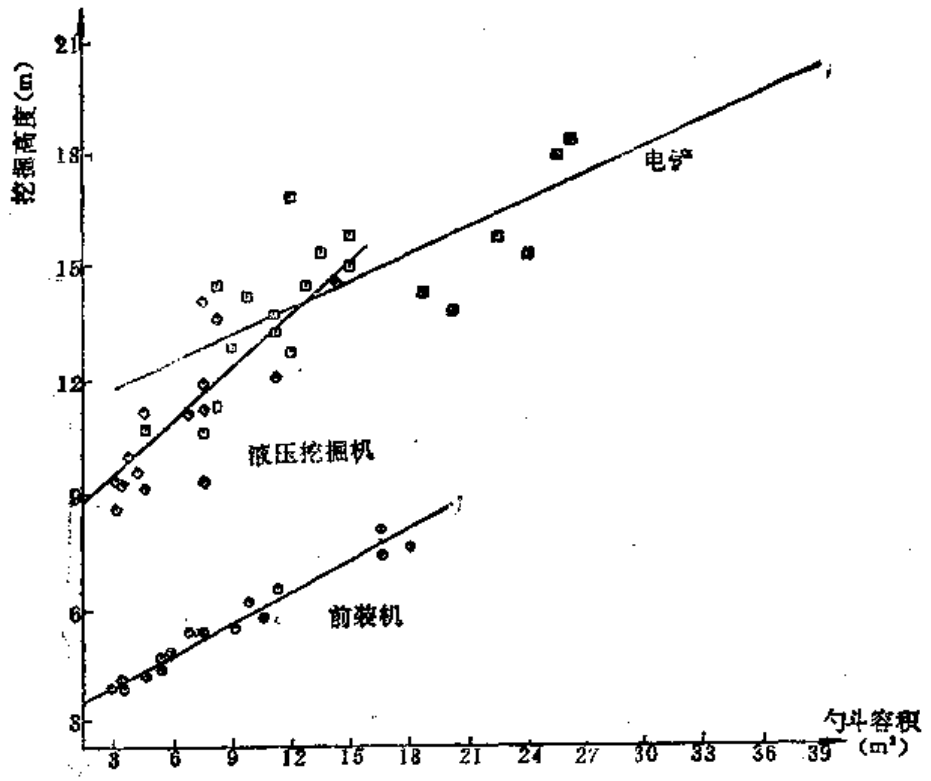


图 6-4　挖掘高度与匀斗容积关系

(抗压强度大于 10000kPa)量达总采剥量的 50% 时;

②耐磨性矿物(如石英砂岩)含量超过 15～30%;

③硬度大而致密的夹层,厚度超过 0.3～0.5m 以上或厚度小而密集的硬夹层。

④地耐力不能满足轮斗铲对地比压要求,换填物料量很大时;

⑤气候寒冷,冬季最低气温在 - 25℃ 以下地区和大风超过 30m/s 的地区。对气候严寒,冬季气温低于 - 30℃ 以下,时间超过 1 个月以上者,剥离要采取季节性作业,并应经技

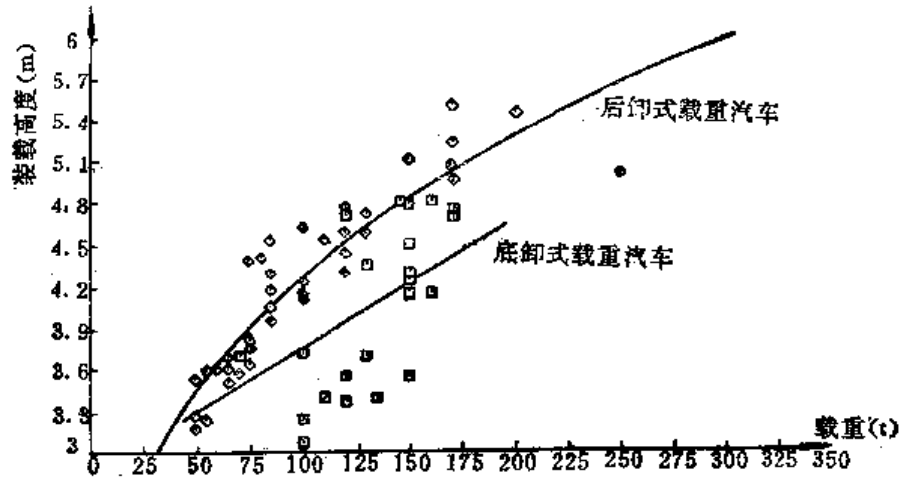


图 6-5　装载高度与载重关系

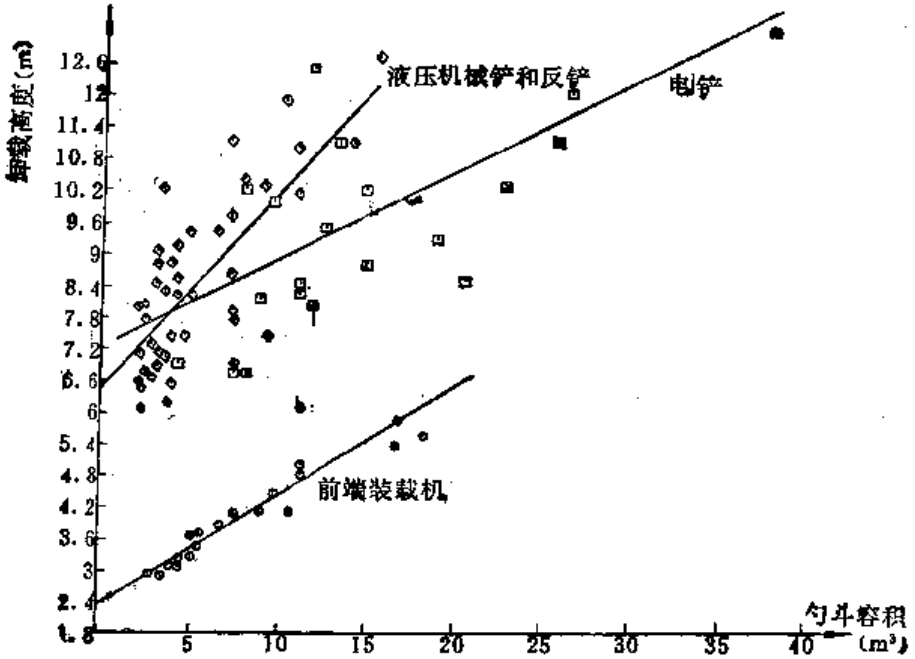


图 6-6　卸载高度与勺斗容积关系

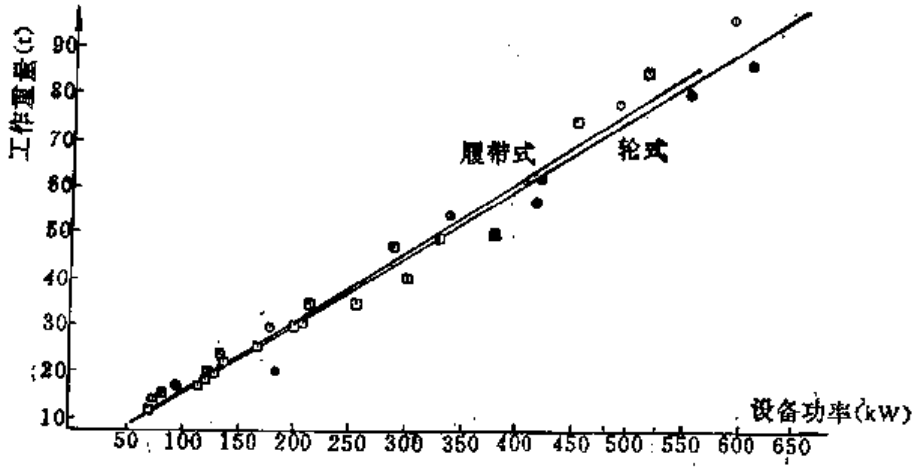


图 6-7　设备工作重量与设备功率关系

表 6-4　间断开采工艺设备系列表

矿山采掘总量 万m³	单斗铲勺斗容积，m³	运输设备		
		铁道运输		自卸汽车 t
		电力机车(t)	自翻车(t)	
大于3000	16～27以上	—	—	100～154
大于1500	10～12	交流240～360	140～180	68～100
1500	6～8	直流150	100	45～68
300～1500	3～4	直流100～150	60～100	20～45

术经济比较慎重选择。

(3) 轮斗铲、转载机(或连接桥)、带式输送机和排土机等主要设备的选型，应根据露天矿的开采规模、煤层赋存条件、围岩性质、气候条件、运输条件、开采工艺设计的要求等因素确定。矿山设计单位要提出设备主要参数、煤层赋存条件、岩性、水文以及气象等资料，作为设备设计和制造的依据。

4) 当卡车运距大于 3km 或运输高差超过 80m 时，应研究采用半连续开采工艺的可能性和经济合理性。

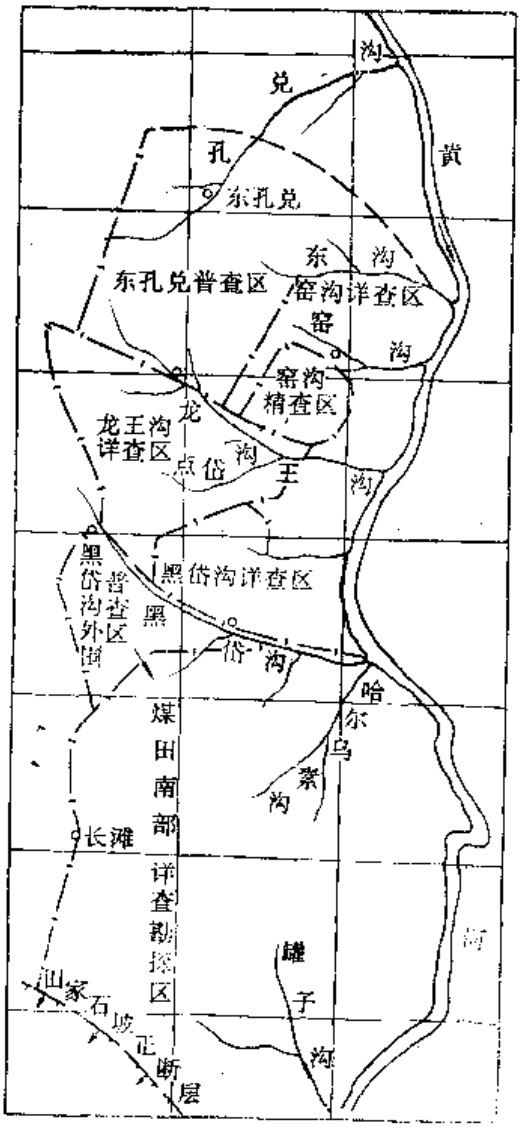


图 6-8　黑岱沟勘探区位置示意图

5) 对水文地质和工程地质条件简单的水平煤层或缓倾斜煤层，底部煤层及上覆岩层厚度适宜时，应首先考虑使用吊斗铲倒堆剥离的可能性。

露天矿坑底部经常积水或建立运输道路有困难时，亦可研究使用吊斗铲采煤。

当剥离物中含有可能对环境、水质及生物等造成污染的有害物质而无可靠防护措施时，禁止使用吊斗铲倒堆剥离工艺。

第三节　实例研究

一、黑岱沟露天煤矿

黑岱沟矿区位于内蒙古自治区准格尔煤田中部。因煤田位于鄂尔多斯黄土高原的东北部，全区绝大部分为黄土所覆盖，地形西高东低，树枝状沟谷纵横交错，地面标高在870m～1350m 之间。

黑岱沟勘探区范围北起焦稍沟，南至黑岱沟，东至黄河西岸煤层露头线，西至黄家梁背斜轴部一带。东西长约 12km，南北宽约 4.5km，面积 53km²。本区为准格尔煤田中部煤层赋存条件最好地区之一。勘探区位置见图 6-8。

本区属于干旱气候，年总降水量为304～635mm，降雨量多集中在7、8、9三个月。全年温度在30℃～－30℃之间。最大风速为23m/s。

含煤地层为上石炭系和下二迭系，岩石一般相当坚硬而干燥。

主要可采煤层为6号煤层，其次为9号煤层。煤层倾角平缓，一般为3～5°。

6号煤层厚度在1.95～61.78m间，平均厚度为26.93m。煤层结构复杂，尤以上部及底部为甚，夹矸1～37层，一般为12层，夹矸平均总厚约4m。

9号煤层是煤和夹矸互层。沿走向变化不稳定，在勘探区东南部煤层最厚处有两层夹矸。煤层面积55.19km²，储量1.688亿t，夹矸量1.337亿t。发热量19.09MJ/kg。

9号煤层厚度为0～7.18m，平均厚度3.05m。9号煤层距6号煤层平均为11.42m。

本区构造简单，地层走向N45°E，倾向NW。区内构造主要受西黄家梁背斜及焦家疙卜向斜所控制。

西黄家梁背斜位于勘探区西北部，轴向N50°E～N30°E，两翼不对称，东翼倾角一般小于10°，西翼倾角局部可达35°以上，一般在25°左右。轴部隆起一般在100～150m之间，局部可达250m。此背斜轴部宽缓，使6号煤层接近地表，为露天开发创造了有利条件。

焦家疙卜向斜位于煤田中部，西黄家梁背斜以东约5km处，轴向N45°E，两翼倾角一般在5°左右。

全区以6号煤层计的平均地质剥采比为3.3m³/t。6煤剥采比等值线图见图6-9。露天矿煤产量要求大于1200万t/a(合毛煤1348万t/a)。

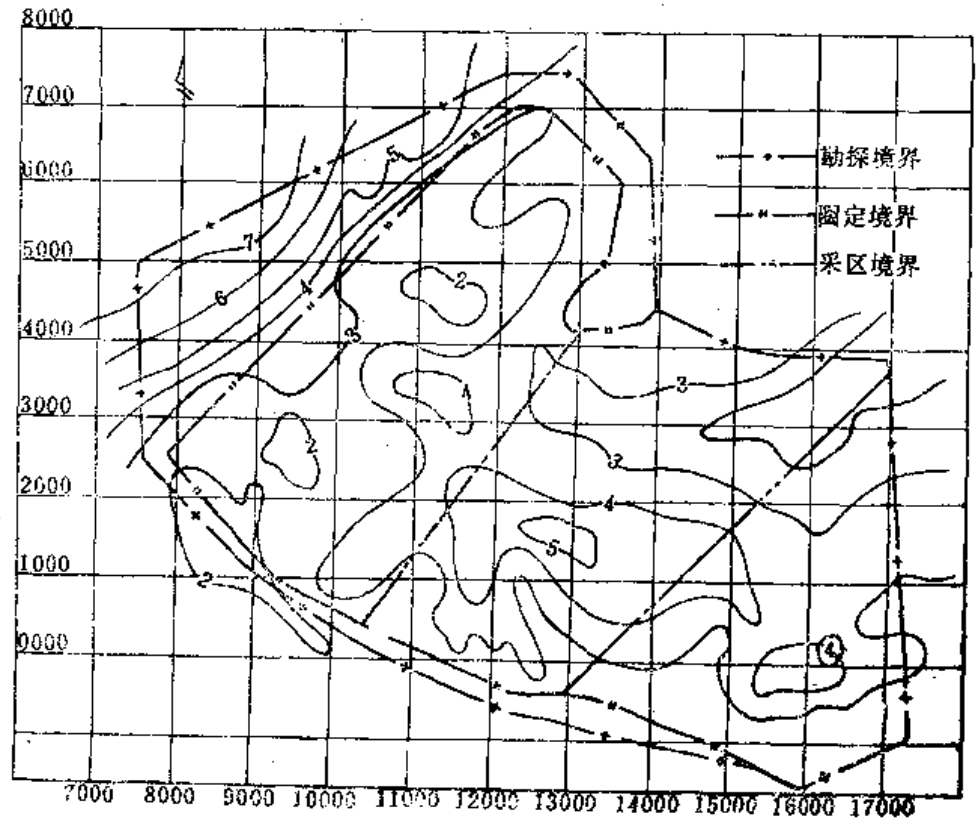


图6-9　6煤剥采比等值线图

由于黑岱沟露天矿为一特大型矿区，因而在选择合理的开采工艺系统时，应顾及首采区选择、拉沟位置及方向、条区划分及开采方式、矿田各条区开采程序等问题。

1. 首采区选择

首采区宜选择在矿田中剥采比最小地区，以改善前期效益，这在近水平及缓斜矿床下尤为重要。对四个首采区位置比较，最终选择黄家梁西部地区为首采区，其均衡剥采比较将首采区选择在矿区内其它地区可降低 0.25～1.42m³/t。

2. 开段沟位置及长度

在选择黄家梁西部地区为首采区后，分析了三个不同拉沟位置方案：平行黄家梁背斜短沟(沟长 830m)；平行黄家梁背斜长沟(沟长 1430m)；以及垂直黄家梁背斜拉沟(沟长 1220m)。各拉沟位置方案见图 6-10、图 6-11、图 6-12，其指标见表 6-5。

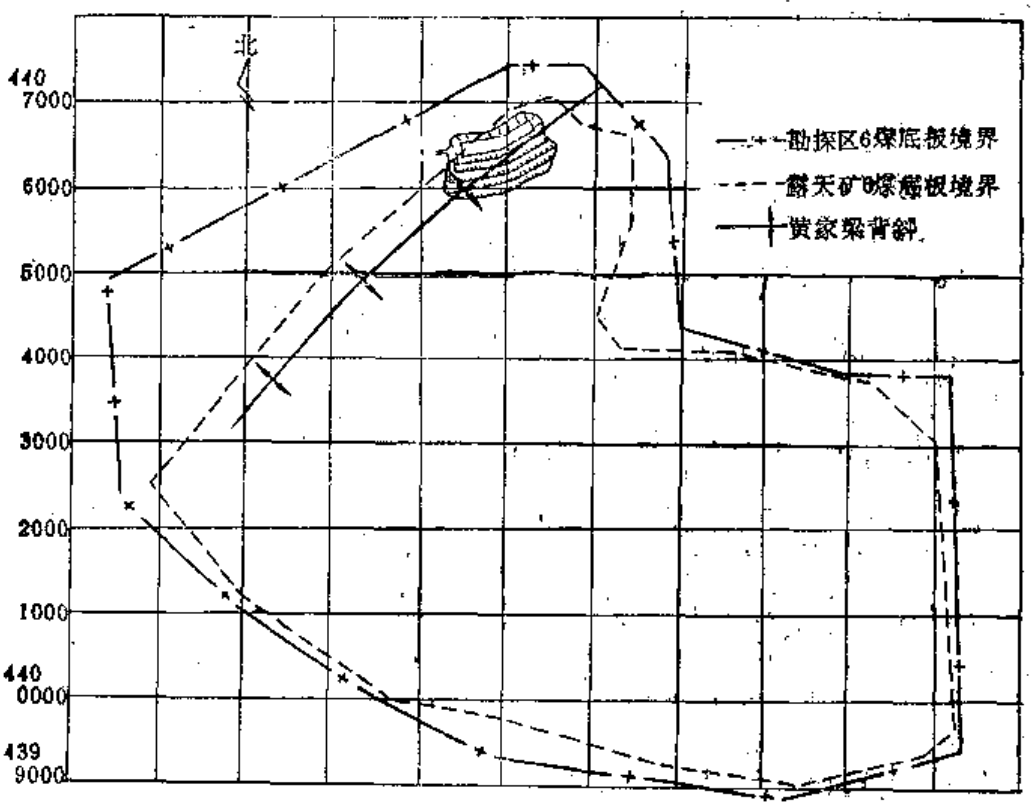


图 6-10　平行黄家梁背斜短沟

3. 条区宽度及开采方式

增大条区宽度可减少端帮量所占比重，从而降低条区开采时的生产剥采比；但增大条区宽度将使卡车内排运距和基建剥离量相应增加。对黑岱沟露天矿合理的条区宽度值，经优化作业费用后所得结果可参见第二章第四节。

采用内排方式时相邻条区可采用留沟或压帮两种方式。后者在后期开采相邻采区时将产生重复剥离量，但在前期可减少卡车内排运距。由于卡车吨·公里运费高昂，如对各项费用按贴现计算。黑岱沟煤矿采用双侧内排压帮作业优于单侧内排留沟作业方式。

由于矿区属特大露天煤田，上述的单因素研究不仅工作量大，且难于考虑相互间的影响。为实现多方案快速优选，中国矿业大学露天采矿研究室研制了适合于水平和缓倾斜矿床应用的电算程序 SMLTP-1。使用该程序，共运算了 15 个单斗铲-卡车开采工艺系统时的开发方案。因各方案的产量及开采年限不同，经济效益指标采用吨煤净现值，即：

$$P = CNPV/T$$

式中　P——吨煤净现值，元/t；

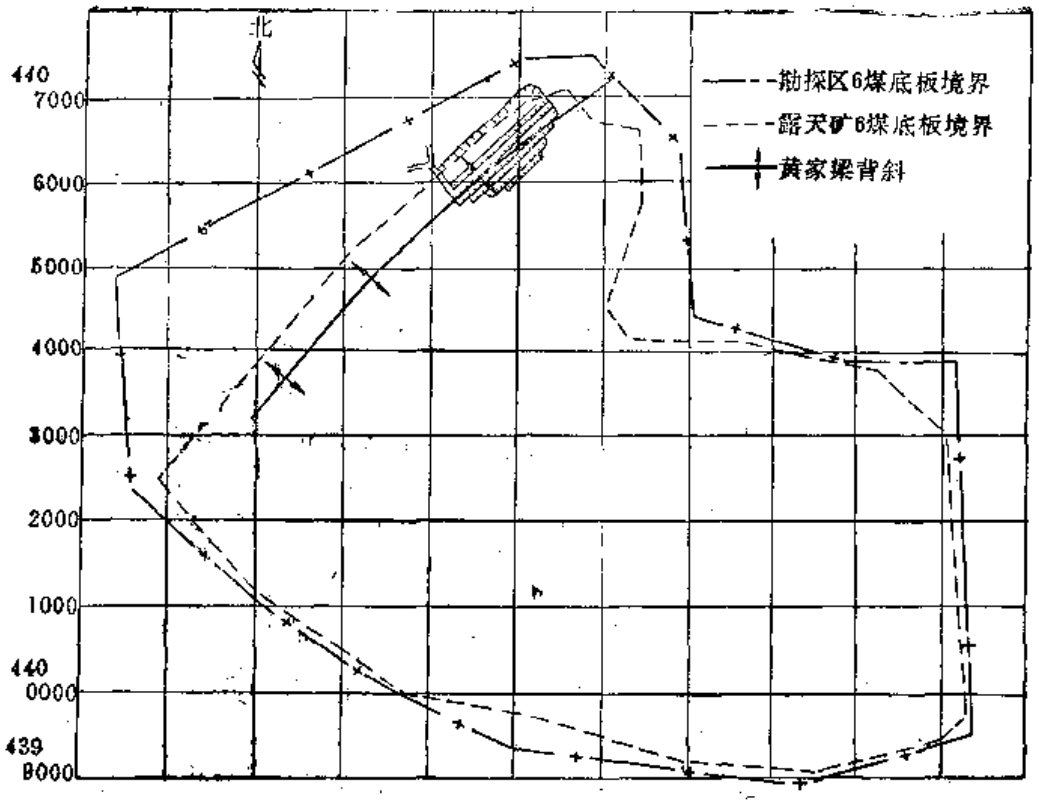


图 6-11　平行黄家梁背斜长沟

表 6-5　主要技术指标和优缺点

顺　序	项目名称	单　位	平行黄家梁背斜短沟方案	平行黄家梁背斜长沟方案	垂直黄家梁背斜拉沟方案
1	2	3	4	5	6
1	露煤长度	m	830	1430	1220
2	露煤宽度	m	145	95～145	95～145
3	移交当年产量	kt/a	7000	7000	7000
4	占设计能力百分比	%	58	58	58
5	回采煤量	kt	880	1470	1190
6	回采煤量可采期	个月	1.51	2.52	2.04
7	基建工程量	km^3	35364	51400	55000
8	建设时间	a	2	3	3
9	移交至达产时间	a	4	3	2
10	达产时生产剥采比	m^3/t	3.5	3.5	4.5
11	内排开始时间		移交后 6 个月	移交后 6 个月	移交后 6 个月
12	达产年内排量	%	65	70	84
13	达产年剥离平均运距	km	2.25	2.55	2.62
14	主要优缺点				
	优点		(1)基建工程量小，建设时间短，出煤早； (2)生产剥采比小； (3)剥离运距近； (4)转向后增产方便。	(1)基建工程量较小； (2)生产剥采比小； (3)转向后增产方便。	(1)达产时间快； (2)内排量大； (3)转向开采时间晚。
	缺点		(1)达产时间晚； (2)内排量小； (3)转向过渡时间早。	(1)基建工程量较大，达产时间较晚； (2)转向过渡时间早。	(1)基建工程量大； (2)生产剥采比大； (3)剥离运距长。

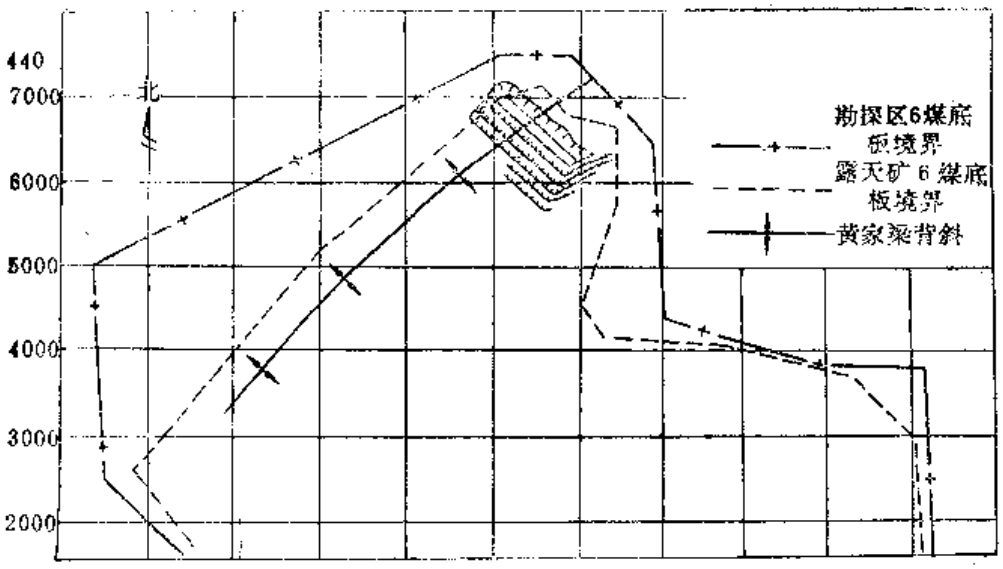


图 6-12　垂直黄家梁背斜拉沟

CNPV——累计净现值，元；

T——采出煤总吨数。

各综合方案的参数及技术经济指标见表 6-6，开采程序方案示意图见图 6-13。

最终采用的开采程序如图 6-14。

准格尔矿区一期总规模为 1500 万t/a。其中黑岱沟露天矿 1200 万t/a，井工 300万t/a。

表 6-6　各综合方案主要技术经济指标

序　号	工艺设备	年能力 万t	基建量 百万m³	生产剥采比， m³/t	吨煤投资 元/t	平均开采 成本，元/t	NPV值(相同开采量) 百万元
1	P&H2800 + 170c	1200	52.6	2.92	81.7	10.33	461.3
2	同上	1800	52.6	2.93	75.7	10.32	636.4
3	同上	2400	52.6	2.86	72.2	10.32	1217.6
4	同上	1200	61.6	4.25	120.1	12.57	75.5
5	WD12 + SF3100	1680	61.8	2.87	69.0	10.82	620.4
6	WK8 + 75B	1050	85.5	3.11	98.	12.52	93.7
7	同上	600	85.5	3.11	119.4	12.52	18.5
8	同上	1050	85.5	3.11	91.7	12.24	154.4
9	同上	1050	85.5	3.11	101.1	12.46	47.2
10	同上	1050	107.4	3.40	99.1	13.38	194.8
11	同上	1200	52.6	2.85	70.6	10.31	454.2
12	同上	1050	52.6	2.85	72.7	10.31	414.9
13	同上	1050	61.6	4.01	92.8	12.57	57.4
14	WD12 + SF3100	2100	117.6	3.15	79.9	11.97	258.7
15	WK8 + 75B	1050	87.1	4.06	97.9	15.26	68.6

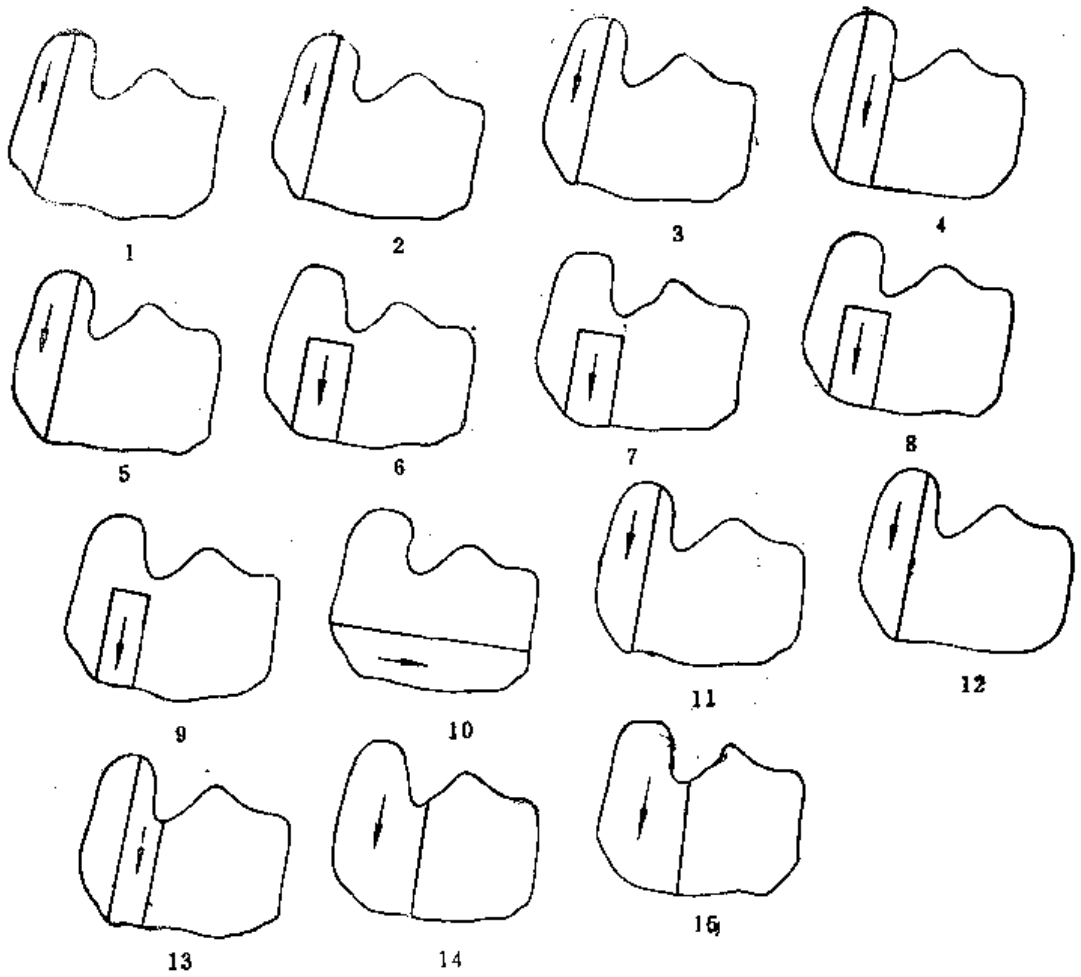


图 6-13　开采程序方案示意图

1、2……15—相应于表 6-9 中序号 1～15

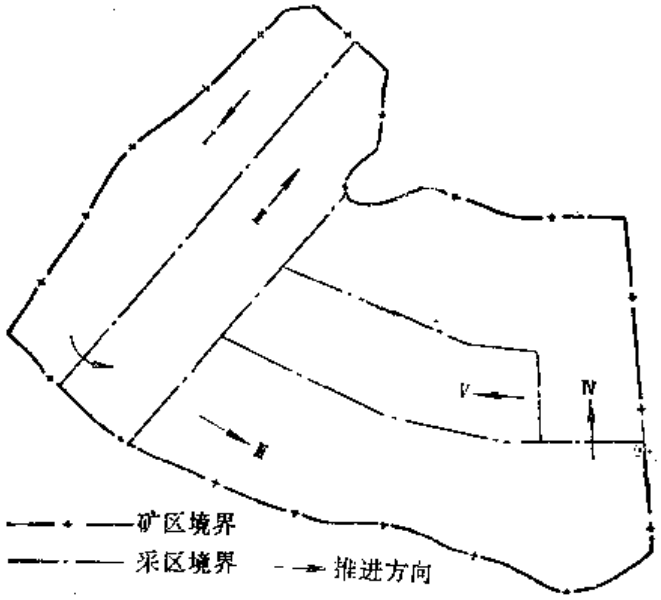


图 6-14　黑岱沟露天矿开采程序示意图

Ⅰ、Ⅱ……Ⅴ—采区号

黑岱沟露天矿于 1994 年达产后，将依靠“在一定时间内免征产品税、资源税和所得税的方法”自我发展，将产量规模扩建到 2000万t/a。

矿区计划总投资为8亿美元能源贷款和4亿人民币(包括露天矿、矿井、选煤厂、坑口电厂、丰准铁路专用线等)，其中8亿美元能源贷款将由国家统借统还。能源贷款中60%用于外购设备。

据煤层赋存条件、产量规模、首采区位置、开采程序、资金来源、设备供应条件等因素，黑岱沟露天煤矿开采工艺的选择主要面临以下问题：

(1) 因处于不同工艺系统的"临界点"而必须解决合理开采工艺选择问题。

——覆盖层为黄土及中硬岩，黄土约占剥离总量的40%，厚度变化在40～60m间，因而存在用连续工艺采掘表土的可能性；

——尽管可以采用内排方式，但因覆盖层厚、剥采比大，因而采用卡车剥离存在作业成本较高问题；

——煤层中夹矸较多，为提高煤质而寻求合理的煤的采掘设备与选采工艺；

——由于系特大型煤田，煤的运距远、运量大，存在合理运煤方式问题；

——因系缓斜煤层，存在局部应用倒堆工艺的可能性；

——从国情出发，能否应用设备来源可靠、国内管理经验丰富的准轨铁道运输。

(2) 9号煤层开采合理性及其工艺。

(3) 从国情、资金等条件考虑，黑岱沟矿区宜用单一露采方式抑或采用井巷-露天结合方式开发？

从矿区赋存条件出发，有以下开采工艺系统可供抉择。

1) 剥岩工艺

(1) 单一式工艺

——单斗铲-铁道工艺；

——单斗铲-卡车工艺；

——单斗铲-土仓(自移式破碎机)-带式输送机组成的半连续工艺。

(2) 综合工艺

——表土连续与岩石间断工艺综合；

——运输与倒堆工艺的综合；

——无轨电车运输的应用；

——铲运机工艺的应用。

2) 运煤工艺

——卡车；

——卡车＋坑内破碎＋侧帮胶带；

——卡车＋坑内破碎＋留沟胶带；

——卡车＋坑内破碎＋人工管涵；

——卡车＋坑内破碎＋排土场留沟；

——卡车＋坑内破碎＋工作帮明胶带；

——卡车＋坑内破碎＋排土场明胶带；

——卡车＋坑内破碎＋高倾角胶带；

——卡车＋坑内破碎＋溜井、地下巷道；

——多斜井方案；

——境界外平巷；
——溜井及平巷。
——卡车＋坑上破碎＋地表胶带；
——卡车＋排土场破碎＋地表胶带；
——坑内移动破碎；
——侧帮胶带；
——卡车＋溜井；
——输送机＋溜井；
——可移式输送机组。

3）采煤工艺

——电铲＋卡车；
——露天采煤机＋卡车；
——电铲＋自移式破碎机＋输送机。

上述工艺系统尚未述及设备的规格和型号，如考虑上述因素，则有更多的方案。

对各种剥岩工艺进一步分析表明，受限于产量规模、地形、剥离物特性、国情条件等诸多因素，在黑岱沟露天煤矿条件下采用任一单一式开采工艺均难以奏效；宜从矿床实际条件出发，采用由若干合适的单一式工艺所组成的综合开采工艺，才有可能改善开采效益。

为论证在上部黄土层中采用连续开采工艺的可行性，分析了黄土层的力学性质、在矿田范围内的分布及其厚度变化、黄土层底板坡度及逐年采出黄土量等因素，表明黄土层采用连续开采工艺是可行的。

据黄土层赋存条件，采用的连续开采工艺设备如下：

紧凑型轮斗铲 4 台。每 2 台轮斗铲组成一组合台阶，组合台阶的参数见表 6－7 。

表 6-7　组合台阶参数

组合段	主台阶，m	上分台阶，m	下分台阶，m	组合段总高，m
1	13～15	8	8	29～31
2	13	—	6～8	19～21

轮斗铲理论能力为 3100m^3(松方)/h，年工作 3900 小时，计算能力为 473 万 m^3/a，考虑斜坡道开采、开切等因素后的实际能力取 450 万m^3/a。

皮带车为$3500\frac{1600}{29+31}$·14 型，转载高度为 9 m。

带式输送机带宽为 1.4、1.8m。

排土机 2 台。理论能力为 6200m^3/h。

连续开采工艺与单斗铲-卡车工艺的经济指标对比见表 6－8 。

表 6-8　两种开采工艺的经济指标对比

开采工艺	投资，万元	成本，元/t	贷款偿还期，a	回收期，a
连续工艺	140700	21.07	10.64	13.70
单斗铲-卡车	131423	21.85	10.78	13.05
差　值	+9277	-0.78	0.14	0.65

从表 6－8 看出，两种开采工艺的经济指标相近。考虑到使用连续开采工艺可减少 154t 卡车 22台，少耗柴油 8000t 以及卡车需更新等因素，在黄土层中决定采用连续开采工艺。

由于该矿系近水平煤层，达产后岩石可逐步实现全内排，分析表明采用半连续开采工艺并不有利，故采用由 25m³ 单斗铲及载重 154t 卡车组成的单斗铲-卡车开采工艺。达产时需 25m³ 单斗铲 6 台，154t 卡车 58 台，另有 12m³ 单斗铲一台用于处理零散黄土层。

黑岱沟露天矿煤的采、运工艺的选择应考虑以下特点：

(1) 6 号主煤层结构复杂，含有多层夹矸，尤以 $6_{上}$ 及 $6_{下}$ 煤层为甚；

(2) 矿田范围大，随工作帮推进，煤的运距不断增大。

在采用单斗铲-卡车开采工艺下，可考虑卡车运煤、设置坑边破碎站或坑下半固定式破碎站三种运煤方案，这三个方案的指标对比见表 6－9 。

表 6-9 运煤方案比较

项目 \ 方案		单位	地表破碎站	坑下破碎站	全卡车
第一期运煤投资	带式输送机	万元	928	1384.4	
	卡车	〃	8110	4073.6	11481.4
	井巷	〃		306.4	
	合计	〃	9638	5764.4	11481.4
	投资差	〃	1843.4	5717	0
开采期内总投资	总投资	〃	26130.55	16449.55	41966.46
	投资差	〃	15835.91	25516.91	0
运输成本		元/t·km	0.139	0.091	0.175
吨煤成本		元/t	0.874	0.522	1.127

注：上述投资、运输成本、吨煤成本等均仅计算各方案的相异部分，故不是各方案的实际费用。

据此，以坑下破碎站方案为基础，进一步比较了以下方案：

(1) 卡车-半固定破碎站-井巷带式输送机运煤方案；

(2) 移动破碎机-工作面带式输送机-井巷带式输送机运煤方案；

(3) 移动破碎机-卡车-井巷带式输送机运煤方案；

(4) 移动破碎机-坑内可移式带式输送机组-井巷带式输送机运煤方案。

1) 卡车-半固定破碎站-井巷带式输送机运煤方案

本方案因井巷布置方式的差异，可分为多个子方案：

(1) 多斜井方案(Ⅰ)

该方案在侧帮以 120m 的间距开凿多条斜井(一般应超前开凿一条以保证作业正常进行)，煤由卡车运至坑内破碎站，破碎后由斜井胶带运至地表，再转地表胶带运至选煤厂。

(2) 境界外平巷方案(Ⅱ)

煤由卡车自工作面运至破碎站，破碎后通过溜井转载给胶带，经联络平巷、主运输平巷-斜井胶带运至地表。主运输平巷设在 9 号煤层以下，采场底板境界外，以避免爆破作业

影响。

(3) 溜井直通主平巷方案(Ⅲ)

主平巷设在采场下部的9号煤层内，以便与矿井开采结合，其它与Ⅱ方案相似。本方案主要问题是物料由溜井直通主平巷，影响输送机作业可靠性。

(4) 溜井直通联络平巷方案(Ⅳ)

本方案与Ⅲ方案相似，只是主平巷偏离采场中心线50m左右，有长50m的联络平巷与溜井相通，以克服直通主平巷的缺点。

(5) 无溜井平巷运煤方案(Ⅴ)

在6煤底板境界外约50m处，沿6煤底板开凿主平巷，主平巷至采场间由联络平巷相通。

上述五个方案的投资及运营费估算见表6-10。

表6-10 不同井巷布置方式的投资及经营费

项目 \ 方案	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ	Ⅴ
地表处理费，万元	2.17	0.11	0.11	0.11	0.11
斜井，万元	1202.32	63.28	63.28	63.28	63.28
平巷，万元		4547.82	507.42	642.10	152.88
溜井，万元		8.95	8.95	8.95	
通风平巷，万元		3075.22	415.24	413.29	
通风斜井，万元		34.64	34.64	34.64	
转载硐室，万元		254.16	254.16	254.16	
输送机，万元	128.96	1772.64	1772.64	1772.64	1218.96
卡车，万元	3167.44	2771.51	2771.51	2771.51	3167.44
投资，万元	5590.89	12528.33	5827.92	5960.68	5224.67
年运营费，万元	6693.75	6195.5	6116.25	6119.03	6696.53
换算费用，万元	7252.85	7448.3	6699.1	6715.13	7219.03

由表看出，诸方案中以Ⅲ及Ⅳ方案为优。两方案的井巷运煤系统尚可与本区矿井开采结合，从而进一步改善其效益。考虑到作业的可靠性，推荐第Ⅳ方案。

在Ⅳ方案中，破碎站既可按台阶设置于采煤平盘上，也可设于采空区煤底板上。现以移设步距为变量，研究其与换算总费用的关系。

换算总费用按下式求得：

$$S_t = C_t + KE_t$$

式中 S_t——年换算总费用，万元；

C_t——年运营费，万元；

E_t——系统投资，万元；

K——投资效果系数，$K = 0.1$。

计算所得结果如图6-15所示。

图 6-15表明，在坑底半固定破碎站方案中，破碎站以设于采空区煤底板上为佳。合理移设步距为 200m。

2) 移动破碎机-卡车-井巷带式输送机运煤方案(图 6-16, *a*)本方案中，为保证破碎机有较高作业率，卡车的数量应充足。

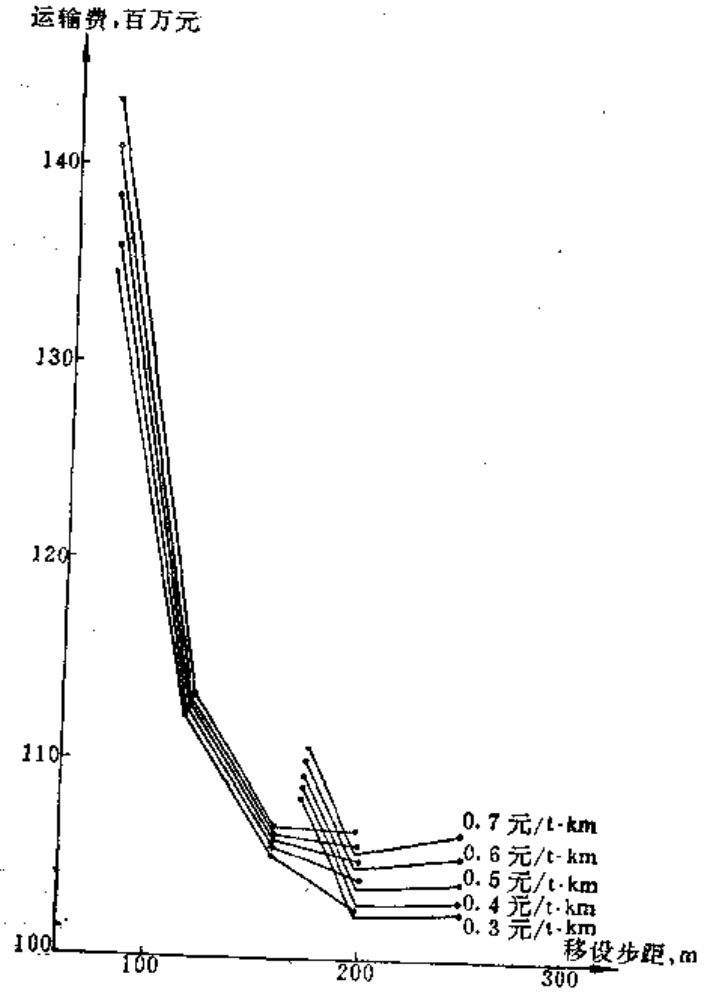


图 6-15 毛煤运输费用与移设步距关系曲线

1—破碎站设于采煤平盘上，2—破碎站设于采空区煤底板上

3) 移动破碎机-坑内带式输送机-井巷带式输送机运煤方案。

本方案如图 6-16, *b* 所示，采用小时能力 1500t/h的移动破碎机 1 台。

4) 移动式破碎机-坑内可移式带式输送机组-井巷带式输送机运煤方案。

本方案的优点是以机动性较强的可移式带式输送机组替代长度大的带式输送机，以缩短输送机线和节约运费。目前已在澳大利亚ULAN 露天煤矿中应用的可移式带式输送机的技术参数为：长 45m，带宽 1600mm，带速2.83 m/s，功率 55kW，坡度 10% 时功率为90kW，输送机前端为可调式，以降低输送机转载点处落差。输送机可利用载重达 70吨、轮胎走行的履带车移设，可移式输送机组的构造见图 6-17。

上述诸方案的技术经济指标见表 6-11。

表 6-11表明，从经济效益分析，以输送机组方案为最优。该方案的缺点为：大型移动式破碎机和可移式输送机组均需进口；其次是作业机动性不如卡车。

据此，设计推荐由单斗铲(12m³)、卡车(68t)及半固定式破碎机组(能力为 2500t/h)、带式输送机组成煤的开采系统。系统中需设置三台半固定破碎机组。

由于黑岱沟矿煤的赋存条件较为复杂，为降低矸石混入及煤的开采损失，研究了应用露天采煤机进行采煤作业的可行性和合理性。

应用露天采煤机的优点为

(1) 实现连续采掘；

(2) 煤不需爆破和松裂；

(3) 产生的块度小而均匀，可为带式输送机运送；

(4) 可选采出薄层矸石直接运往内排土场，大大减少毛煤含矸量，降低了运输和选煤

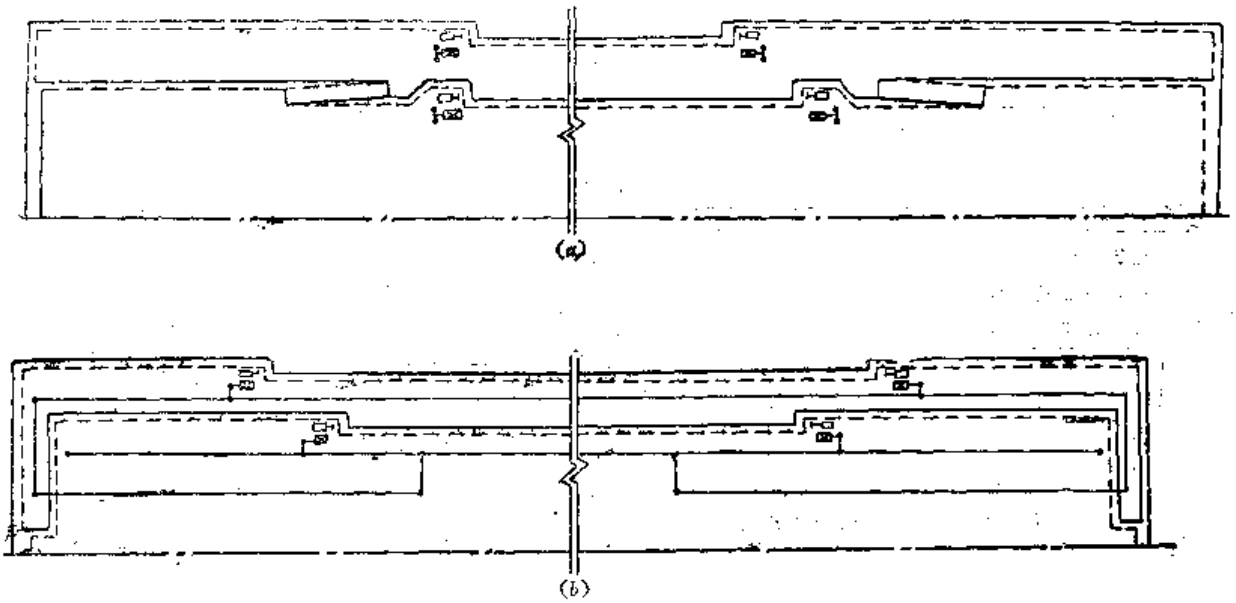


图 6-16　应用移动破碎机运煤方案

a—与卡车匹配，*b*—与输送机匹配

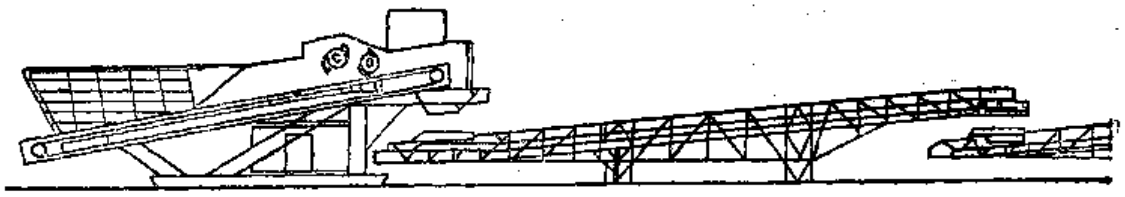


图 6-17　可移式输送机组结构示意图

费用。据国外经验，约可少混入矸石 50% 以上；

(5) 工作平盘平整，不需要辅助设备。

采用小时能力 2000t 的露天采煤机。据国外经验，其实际生产能力为 500～550 万 m^3(实方)/a 故需露天采煤机 2 台。

与全电铲工艺系统相比，两种工艺系统的指标如表 6-12 所示。

表 6-11　运 煤 方 案 指 标

项目 \ 方案	半固定破碎	移动破碎-输送机	移动破碎-输送机组	移动破碎-卡车
卡车，台	13			17
半固定破碎机，台	4			
移动式破碎机，台		4	4	4
输送机，km		5.1		
输送机组，km				
移设机，台		4		
履带车，台	1		3	
投资，万元	3994	3381	3300	4871
*单位运费，元/t	0.34	0.23	0.20	0.24

*注：单位运费中包括破碎机及输送机移设费。

表6-12 采煤工艺比较

项目 \ 方案	电铲-移动破碎机-输送机	露天采煤机-卡车电铲-卡车
电铲，台	4	1
露天采煤机，台	/	2
移动破碎机，台	4	1
卡　车	/	19
输送机，km	5.1	/
移设机，台	4	/
设备总投资，万元	5093	4932
年穿爆费，万元		-255
年运输费，万元		-68.6
年选煤费，万元		-174

注：（1） 两方案仅对比不相同部分；
（2） 露天采煤机的采掘费用认为与电铲相近；
（3） 计算运输与选煤费用时，以露天采煤机少出矸石量为109万t计。坑内运输费用两方案近似认为等价，故仅计巷道及地面带式输送机运输费用。

由表6-12结果可见，由于煤层结构复杂和含矸率较高，与单斗铲采掘工艺相比，采用露天采煤机可显著降低煤的贫化，因而可节约运输，穿爆和选煤费用达497.6万元/a左右。

由于缺乏应用露天采煤机的技术经济资料，建议先引进一台在类似生产矿山进行工业性试验，再作出应用可行性和合理性的详细论证。

9煤在本区大部分可采，属富灰、中硫气煤，平均灰分34.21%，硫分2.27%，发热量19.09MJ/kg，地质剥采比为3.6m³/t。

开采9煤的缺点为

（1） 9煤赋存不够稳定，致使年露煤量波动较大，难以保证9煤生产的稳定性；

（2） 煤质不好，含硫高，回采率低；

（3） 由于开采9煤使内排时间推迟，而加大外排量，从而增加运输费用；

（4） 由于开采9煤需增加一个平盘宽度，从而加大内排运距而增加运费；

（5） 由于9煤煤质较差，若需单独开采、运输、破碎、选煤，将会增加投资。

然而开采9煤也有一些优点：

（1） 境界范围内9煤可采储量达1.49亿t，是一笔可贵资源。如不随6煤采出，内排后，因技术和经济原因不宜开采而导致损失资源；

（2） 开采9煤可减轻暴雨和内排土场滑坡对6号主煤层作业影响。

1. 9号层赋存条件的统计分析

为了选择有效的9煤及其上覆盖层的剥采工艺，应分析9煤的赋存条件。为此，对首采区内的9煤厚度、6～9层间夹矸厚度和9煤层倾角分网格进行统计，结果见表6-13、图6-18至图6-20。

表 6-13　煤层厚度等参数的统计指标

参数名称	单　位	变化范围	均　值	均方根差
9煤厚	m	1.0～10.6	3.52	1.79
8～9层间夹矸厚	m	3.55～13.64	8.66	1.999
倾角	度	0～7°30′	2°56′	

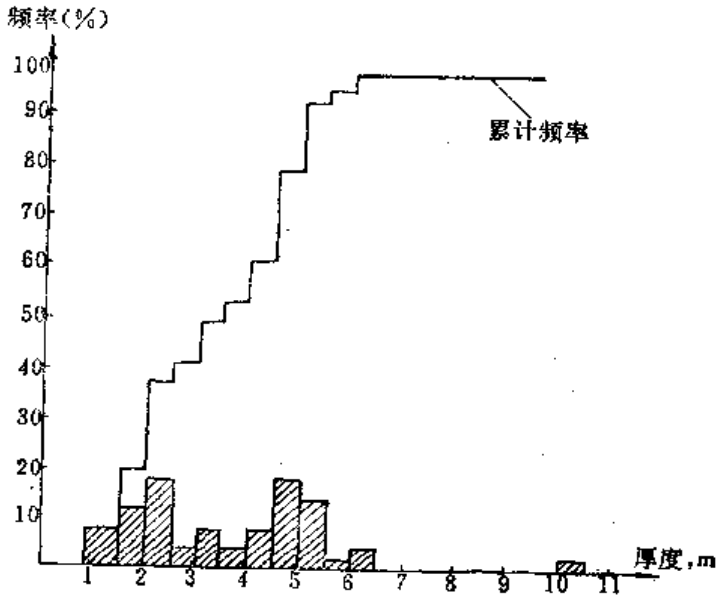


图 6-18　9煤厚度频率分布直方图

2　9煤开采工艺选择

9煤平均厚度为3.07m，夹层平均厚度则达8.7m，若将9煤和夹层合并为一个台阶开采，则采出毛煤灰分达68%以上，9煤将丧失其开采价值，故9煤及其上夹层应分为两个水平，用分采方式采出。

据夹层厚度及露天矿产量规模，可采用的剥离工艺系统有：

(1) P&H2800单斗铲配170-C卡车；

(2) WD—12m³单斗铲配68t卡车；

(3) 吊斗铲倒堆。

各剥离工艺系统的投资及经营费见表6-14。

P&H 2800、170-C系统优点：

(1) 采用与6煤覆盖层相同的剥离工艺系统，简化了工艺系统及其组织管理作业；

(2) 局部9煤不可采时，所用剥离设备可调往其它台阶作业，加速台阶的推进，有利于均衡产量。

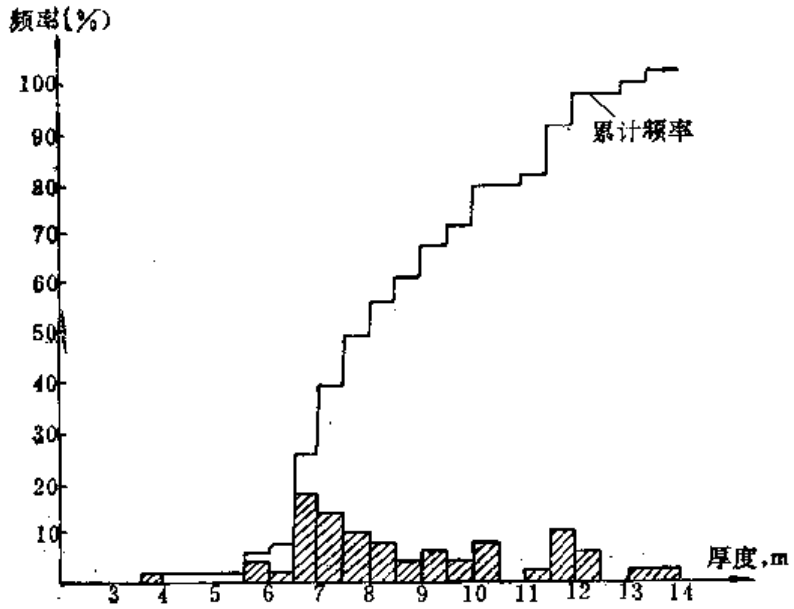


图 6-19　夹层厚度频率分布直方图

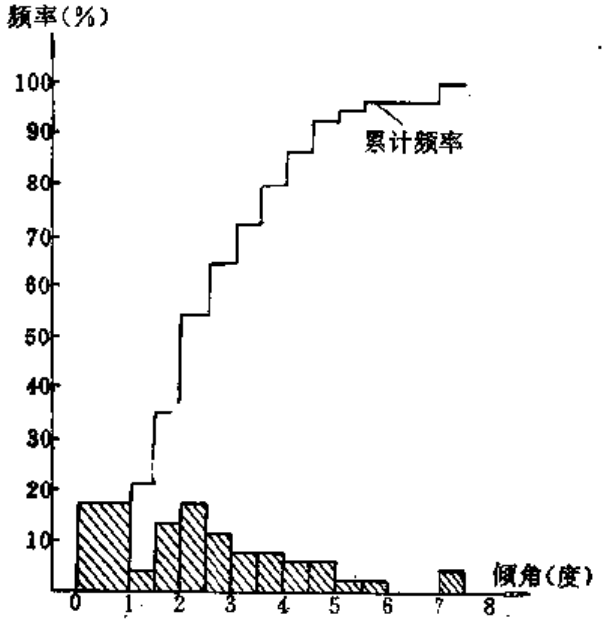


图 6-20　9 煤倾角频率分布直方图

缺点：

(1) 本系统的计算费用在三个方案中属最高，经济效益差；

(2) 该型电铲按 2/3 推压轴高度计的台阶高度应在 7.5m 以上，小于 7.5m 将影响电铲的满斗率。6～9 煤层间的夹矸厚度变化在 3.55～13.64m 间，其中厚度小于 7.5m 的夹层约占 20% 以上，影响电铲的作业效率；

(3) 剥离夹层工作平盘宽度可达 75m，相应增加其上各剥离水平的内排运距。

表 6-14　各剥离工艺系统的投资及经营费计算

项目		工艺系统		
		P &H2800 + 170—C	WD—12 + 68t 卡车	800 - W
投资（万元）	采掘设备	1439	914	5302
	运输设备	3037.1	1652.4	/
	小　计	4476.1	2566.4	5302
年经营费（万元）	采运排合计	1329.2	825	509
各方案年计算费用（万元）		1776.8	1081.6	1039
比　值		1.71	1.04	1

注：投资中未计辅助设备。

WD-12、68t 卡车系统优点：

(1) 年计算费用较低，仅较吊斗铲倒堆方案高 4%；

(2) 所用剥离设备虽与主要采运设备规格不一，但类型相同，在必要时有相互调动和替用的可能性；

(3) 设备规格与剥离厚度比较适应。

缺点：

(1) 因设备规格与主要采运设备规格不一，增加了设备检修与组织管理上的复杂性；

(2) 作业平盘宽度需 60m，使其上剥离水平的内排运距增大。

800-W 拉铲直接倒堆系统优点：

(1) 年计算费用在三个方案中属最低；

(2) 作业平盘宽度仅增加 35m，少于上两方案；

(3) 9 煤局部不可采时，吊铲可考虑用于采掘 6 煤层、回采 6 煤顶板与正常剥离段间的三角部份等作业；

(4) 吊斗铲尚可用于直接回采 9 煤。

缺点：

(1) 与主要采运设备类型不一，增加了检修与组织管理复杂性；

(2) 要求较高的司机操作技术。

据此，剥离工艺以采用 $12m^3$ 铲及 68t 卡车系统为佳。

9 煤结构复杂，夹矸 1 ～ 8 层，一般为 3 层。煤厚变化较大，平均为 3.07m。据此，可采用的采煤工艺有：

1) WY-2.5 液压铲配 SH-380 型卡车。煤由 WY-2.5 液压铲装入 SH-380 型卡车，当 6 煤运输方式采用卡车-半固定破碎机-溜井-斜井运输系统时，卡车将煤运至位于端帮的半固定破碎站翻卸；

2) $11.5m^3$ 前装机配 68t 卡车；

3) 吊斗铲兼作为剥离和采煤设备。采煤时，吊斗铲将煤直接装入 170-C 卡车，再将煤运送至坑内半固定破碎站。

各方案的投资及经营费计算见表 6-15。

表 6-15　各方案的投资及经营费概算

项目		工艺方案		
		WY2.5+SH380	11.5 米³前装机+68t 卡车	800—W
投资（万元）	采掘	105	433.6	/
	卡车	460	963.9	1012.5
	胶带	117		
	合计	682	1397.5	1012.5
年经营费（万元）	电铲、卡车	286	395	431.7
	胶带	70		
	合计	356	395	431.7
各方案年计算费用（万元）		424.2	534.7	532.9
比值		1	1.26	1.25

注：①选型计算表明，剥离用 800-W-2 型吊斗铲富余量可以满足兼采煤需要，故不计投资。
②按将煤运达破碎站计算。

表 6-15 表明，采煤以采用液压铲最优。除年计算费用最低外，尚有以下优点：

（1）9 煤赋存较为复杂；使用液压铲可改善选采效果，提高煤质；

（2）当运煤方式采用坑下半固定破碎站时，年计算费用在三个方案中最低；

（3）设备机动性强，当局部 9 煤不可采时，该设备可用来清扫煤层顶板、回收三角煤、回采 6 煤顶板与正常剥离段间的三角部分等。

3. 回采 9 煤效益分析

1）坑底宽度问题

当不采 9 煤时，露天矿从采煤工作面到排土台阶坡底线间的坑底宽度平均为 100m（图6-21）。保留一定坑底宽度的目的是使采煤台阶免受内排土场滑动影响，同时也可以修建排水工程，以利露天矿坑底部排水疏干。因 6 煤作业平盘宽度需 45m，故实际净留安全宽度仅 55m。

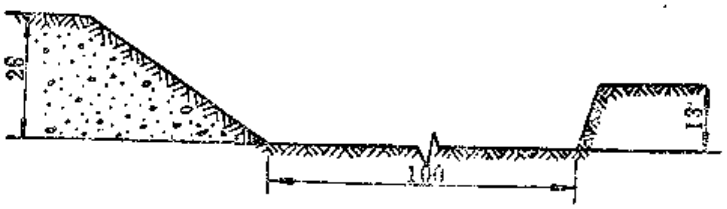


图 6-21　不采 9 煤时的坑底宽度示意图

当开采 9 煤时，坑底宽度如图 6-22 示。考虑到作业安全，主排土段与 9 煤底板间留了两个倒堆段。此时，相当于 6 煤底板水平的坑底宽度为 144.4m。故开采 9 煤将使坑底宽度增大约 45m。其影响为：

（1）增加外部排土量。按纵剖面计算得外排土增加量为 1348.3万m³

（2）6 煤以上各剥离水平约增加内排运距 45m。

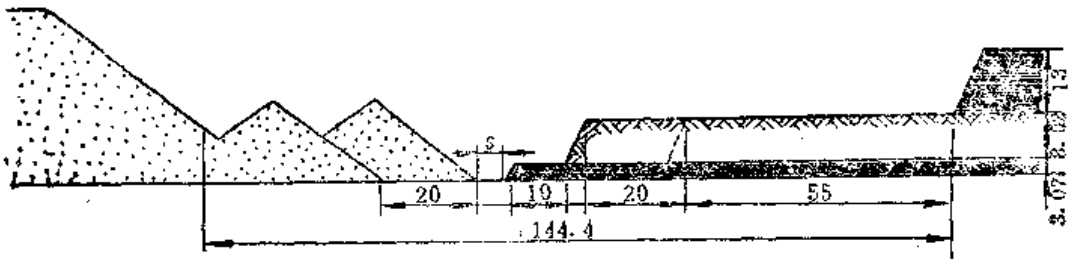


图 6-22　采 9 煤时坑底宽度示意图

2）混煤可行性及其效益

6 号煤层平均灰分为 21.87%，硫分为 0.53%；9 号层平均灰分为 34.21%，硫分为 2.27%。灰分与硫分均系有害杂质，不仅影响煤的使用价值，并决定了煤的出售价格。

同一煤价下的灰分、硫分等指标均允许有一个波动范围。因 6 煤产量比重远较 9 煤为大，若允许 9 煤与 6 煤混矿又能不影响煤价时，显然能为企业取得最佳经济效益。故 9 煤开采合理性的分析应与是否混煤联系起来考虑

(1) 合运合选方式　按煤炭工业部制定的"煤炭质量规格及出厂价格"规定，可得 6 煤商品煤在灰分为 17～18%、硫分小于 1% 时的价格为 31.80 元/t；合运合选后，由于商品煤灰分为 17.8%，硫分为 0.704%，均未超过波动范围限，故售价不变。因此，将 6 煤与 9 煤实行混矿在经济上是有利的。

合运合选时的投资、经营费计算见表 6-16、表 6-17。

表 6-16　投　资　计　算　表

序　号	项　　目	单　　位	总 投 资
1	剥离设备	万元	5302
2	采煤设备	万元	585
3	穿爆设备	万元	224.4
4	胶带运输*	万元	156
5	选矿厂*	万元	3200
6	辅助设备	万元	80
7	小　　计	万元	9527.4
8	不可预见费 10%	万元	953
9	合　　计	万元	10480.4

注：*与 6 煤按比例分摊

由此计算得合运合选时投资回收年限为 3.5 年。

(2) 分运分选方式　同理，可算得分运分选时的投资回收年限为 7.9 年。

据以上分析表明：

①开采 9 煤对 6 煤的影响从技术上分析是利多弊少。特别是黑岱沟露天矿这样的特大矿山，生产可靠性尤应予以重视。开采 9 煤可从预防滑坡影响和暴雨威胁两个方面对主采煤层提供可靠保障，并可稍许减轻对 6 煤年推进度的压力。

②9 煤开采的效益是显著的。在允许合运合选时，采 9 煤的投资回收年限为 3.5 年；

表 5-17 经营费计算表

序号	项目	单位	费用
1	剥离费用	万元	509
2	采煤费用	万元	286
3	穿爆费用	万元	450
4	选煤	万元	580
5	胶带运输	万元	96
6	增加外排费用分摊*	万元	314.6
7	上部剥离台阶增加运费	万元	347.2
8	小计	万元	2582.8
9	其它及不可预见费10%	万元	258
10	合计	万元	2840.8

注：*增加的外排费用为 $C=\Delta L\times\Delta V\times 0.7=944$ 万元，该支出大致在前三年发生，故在前三年经营费中摊销。显然，其后年份的经营费将会减少。

在分运分选条件下，投资回收年限约为 8 年，说明回采 9 煤是合理的；

③为了进一步减少开采 9 煤的不利影响（增加初期外排量和建设复杂性）及改善经济效果，也可考虑在开发初期（3～4 年内）不采 9 煤，待越过外排洪峰和过渡至全部内排时再开采 9 煤。

二、齐大山露天铁矿扩建

齐大山铁矿是鞍钢矿山公司所属的大型矿山之一。从满足鞍钢扩建所需矿石供应来源考虑，经过充分的技术经济论证，矿石供应以扩建齐大山铁矿最为有利，初期扩建到 1700 万 t 矿石。

齐大山矿扩建涉及因素众多，问题较为复杂。鞍钢矿山公司设计院为此已进行大量的设计研究工作，取得了很多有价值的结论。

齐大山铁矿位于鞍山市东北郊，距鞍山 14km，有环市铁路、公路和市内相通，交通十分便利。

齐大山铁矿于 1969 年开始建设，1970 年出矿，1975 年基本建成。设计矿石规模为 800 万 t，1985 年实际完成矿石 672 万 t。

矿山目前是山坡露天，分南北两个采区。南区为汽车平峒溜井运输，$4m^3$ 电铲装 20 或 50 t 汽车，运到采场两端的溜井翻卸，矿石经溜井装入平峒中的 60t 自翻车，由机车送达齐大山北选厂。岩石由汽车直接运至山后排土场排卸。目前开采台阶为 102m、90m、78m 三个水平。

北区为准轨铁路折返开拓，$4m^3$ 电铲装 60t 自翻车，矿石由机车运往齐大山北选厂，岩石则运至下盘的三块石排土场。目前开采台阶为 102m、90m、78m、66m 四个水平。

齐大山铁矿床矿体全长 4650m，地表自北向南分布有八个山头，即北一山、北二山、北三山、北四山、西石砬子（以上为目前开采的北采区），王家卜子三矿区（即目前开采的南采区），二矿区及一矿区。矿层走向为北东 305～335°，倾向南西，倾角陡立 70～90°局部有

倒转。矿体厚度在100～350m之间，北区厚度在130～210m，平均174m，南区厚度200～350m，平均264m，倾斜延深大于800m，矿层中部沿走向分布有一层厚度在10～140m的极贫矿（含铁石英岩）。其两侧还出现了品位在20～26%的表外矿。

矿石体重为3.3t/m³，表外矿为3.1t/m³，岩石为2.8t/m³，表土为2.0t/m³。

此外，矿山生产实践表明，在南采区下盘有一条带状闪石型铁矿。该型矿石适合于磁选流程。易磨易选，经济效果良好。但其实际数量难以计算，从近几年矿山生产实践看，每一水平的矿量约在105～130万t之间。

从齐大山铁矿的现状及地质赋存条件看，齐大山铁矿的扩建将涉及境界（分区及分期）、开采程序（拉沟位置、陡帮或缓邦、纵采或横采）、合理产量规模、不同开采期的过渡、以及工艺系统确定及开拓运输系统的布置等问题。在上述诸方面中，对生产和效益起长远影响的是工艺与开拓运输系统的确定问题。因此，本实例研究仅讨论开采工艺及开拓运输系统的确定问题。

在工艺与开拓运输系统方面，扩建所面临的问题为：

（1）是采用单一式工艺还是采用综合式工艺；

（2）单一式工艺的优化及论证；

——单一铁道工艺

——各种型式的半连续工艺

——铁道-汽车联合运输工艺

（3）综合开采工艺方案论证。

关于上述问题的主要研究结论如下：

1.单一开采工艺和开拓运输系统因受限于能力、开采深度、投资及经营费用原因在齐大山矿是不适宜的。

在现有$N+S$范围内，铁道运输经济上有利的开采标高在－100～－110m左右。单一铁道工艺因受限于新水平降深速度，产量规模一般不大于1300～1400万t。如采用16m³电铲配154t卡车掘沟，延深速度可达14m/a，产量规模可达2300～2400万t，但按二重一空系统的通过能力计算表明，此时产量规模将受限于铁道通过能力，产量规模在2000万t左右。

2.半连续开采工艺及其优化

齐大山铁矿因产量规模及采、排比高差大，应用半连续工艺系统是有效的。在半连续系统优化时，主要应解决系统数量、类型及设置位置问题。鉴于各系统间的相对独立性，宜先以"单元"方式优化系统（如分为南、北矿石系统及上、下盘岩石系统等）。在此基础上再研究组合系统。

针对齐大山铁矿条件，以下半连续系统类型可供选择：

——明胶带或斜井胶带系统；

——固定明胶带或临时明胶带系统；

——固定破碎站或可移式破碎站；

——高倾角或普通角度胶带系统。

结论为：

——矿石应用斜井胶带系统；

——岩石应用超前堑沟式明胶带系统，并与局部分区陡邦相结合以均衡剥采比；

——前期矿岩均应用地表固定式破碎站，采深超过 60m 时，设置可移式破碎机组；

——初期不推荐应用高倾角胶带系统。

研究了以下的组合式半连续系统：

(1) 南北矿石溜井-斜井系统及中部岩石分叉系统(方案Ⅰ)；

(2) 南北矿石溜井-斜井系统及北部绕帮明胶带系统和中部岩石系统(方案Ⅱ)；

(3) 南北矿石溜井-斜井系统及北部半固定式溜井-斜井和中部岩石系统(方案Ⅲ)。

上述三个组合系统见图 6-23 至 图 6-25。

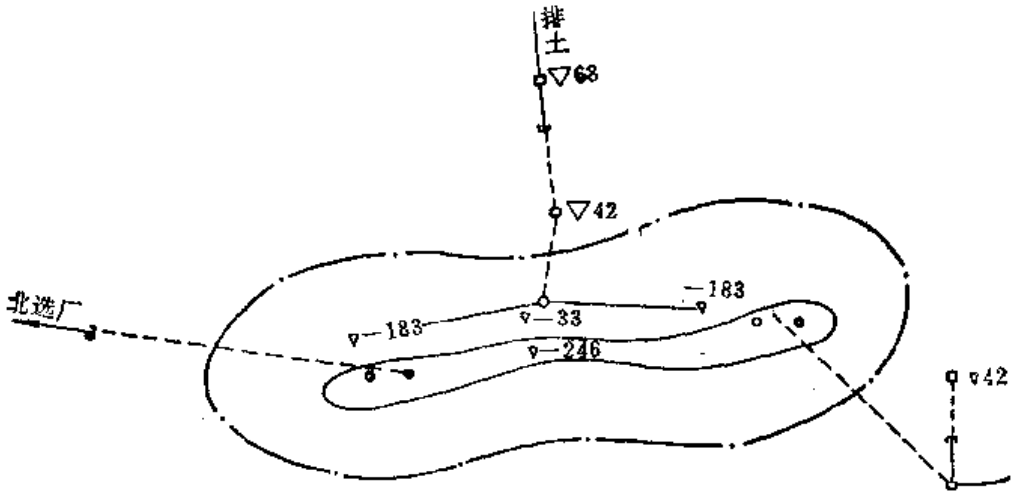


图 6-23 组合系统之一

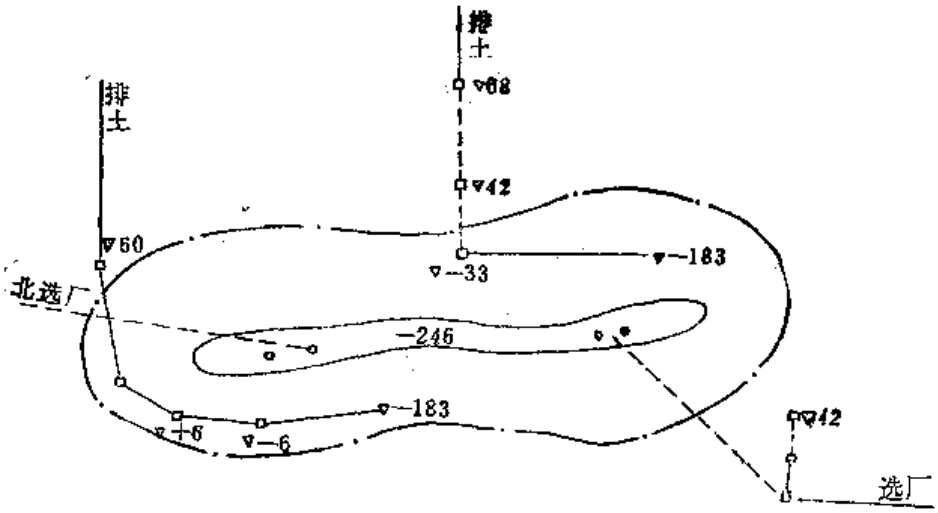


图 6-24 组合系统之二

各组合方案的指标对比见表 6-18、6-19。

故建议的组合方案为：南、北矿石系统采用溜井-境界外斜井方案；中部岩石系统采用分叉明胶带系统，前期在 +42m 处设固定式破碎站；北部岩石系统采用半固定式溜井-斜井系统。

3. 综合开采工艺及运输系统

研究工作表明，半连续工艺虽在齐大山铁矿条件下是有效的，在技术上是可靠的。但从齐大山铁矿目前开采现状和我国国情条件考虑，还存在以下问题：

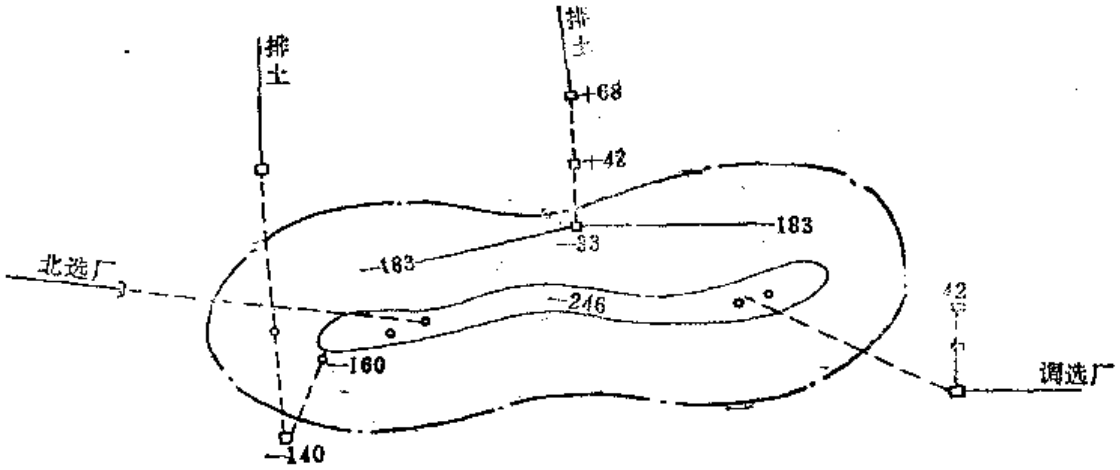


图 6-25　组合系统之三

表 6-18　中部岩石系统分叉比较

指标 \ 方案	分叉式	不分叉式
总投资现值，万元	659.5	450.6
卡车运距，km	1.15	1.35
总运费现值，万元	11083.2	12297.7
合计，万元	11742.7	12748.3

表 6-19　北部岩石系统类型对比

指标 \ 方案	绕帮式	半固定式
皮带投资现值，万元	1279.6	1172.6
井巷投资现值，万元	86.75	293.3
卡车运距，km	1.55	1.35
运费现值，万元	1342.4	11540.9
合计，万元	14206.3	12482.8

(1) 设计的半连续系统前期投资较高；

(2) 在北采区范围内，已建成较完整的铁路系统。在现有开采深度和经济指标下，铁路运输足以与半连续系统竞争。故半连续系统的前期效益不佳；

(3) 上盘表土因其力学特性所限，应用半连续系统从技术、经济角度分析均不甚有利；

(4) 矿山在铁路运输的施工、运营、管理方面已积累了较丰富的经验，扩建又要求在不减产和逐步增产条件下实现，如何减少基建和生产的矛盾并使产量得到保证是一个应予充分重视的问题。

对于齐大山铁矿而言，综合工艺的运用应遵循以下原则：

(1) 在满足齐大山铁矿扩建目标的前提下，充分利用现有铁道系统以降低初期投资、提高前期经济效益并为扩建创造条件；

(2) 所形成的综合工艺系统在系统上是简化的。在相互关系上是有机组合的。以求最大限度的利用各种工艺系统的优点；

(3) 所组成的综合工艺系统既为前期扩建创造条件，又要为产量规模的进一步扩大和境界的扩展打下基础。

依上述原则，可形成以下几种综合工艺系统。

(1) 北区铁道运输与南区半连续系统综合；

(2) 上盘铁道系统与下盘(包括矿石)半连续系统综合。

以下分述这两个方案。

1) 北区铁道与南区半连续工艺综合

(1) 基本组成

北区采用单斗机械铲＋150 t 电机车。这样只需对原来的铁道系统略作改造即可；南区设有矿、岩半连续系统各一套。

(2) 特点

①充分利用了现有的设备、设施和系统，推迟了部分半连续系统的建设，在资金紧缺的情况下起到了一定的缓和作用；

②产量和开拓运输系统过渡简单，过渡时对生产的影响相对很小，而且能够达到增产过渡；

③利用卡车准备新水平，解决了铁路延深慢的问题；

④充分发挥了铁路在大型露天矿浅部及其远距离运输时经营费低的优点；

⑤高度的灵活性。南、北两区的开拓运输系统虽然在空间上是相对独立的。但在进行采矿工程时却可以相互渗透。如，中部的岩石系统可以帮助北区的铁路系统，而北区的铁路亦能在必要时伸入到南区，从而减少了胶带、铁路在移设等工程中对生产的影响；底部的汽车也可以对两区的矿量作少量的调整，从而达到南、北矿石系统的出矿量与选厂能力相匹配的目的。

(3) 铁道的合理使用深度

从技术上看，当铁路系统以 32° 角固定在－270m 境界内时，铁路的使用深度为－120m。

从经济上看，铁路系统的合理使用深度取决于与半连续系统的经营费用的比较。经计算铁路的经济合理使用深度为－123m。

但为了减少初期生产剥采比，使开拓运输系统由铁路向半连续系统过渡方便。本方案决定把铁路只延深到－93m，固定在－165m境界内上盘上。

(4) 南、北区矿、岩系统运输量的分配

南北区的空间范围大致是：北区 2100m 左右，南区 1150m 左右。

南、北两区矿、岩系统量的分配是：北区铁路负担 800 万 t 矿石，岩石 1700 万 t；南区的矿石系统负担 900 万 t 矿石，岩石系统负担 1360 万 t 岩量。这样分配矿，岩量有如下特点：

①南、北两区的矿石系统的能力与选厂的能力相匹配；

②使运输系统简单化；

③水平分层矿量基本上能够满足两区矿石系统的能力，减少了底部汽车的调量作业，

也减少了汽车运距和倒装费用。

(5) 开拓运输系统的布置

初期铁道存在时期内的运输系统布置见图 6-26。

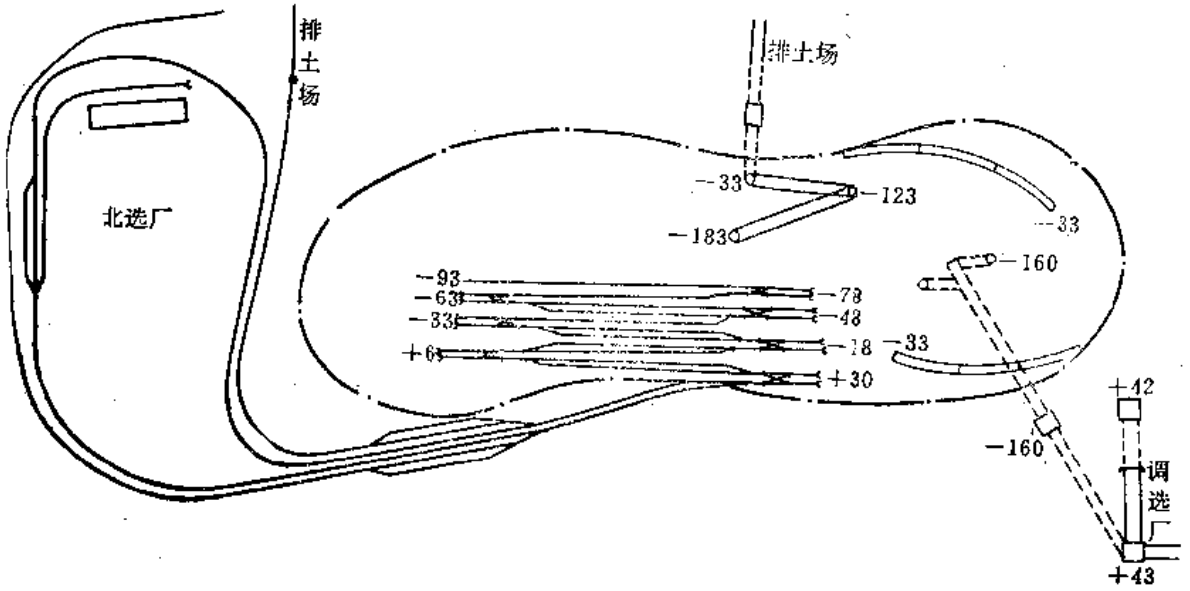


图 6-26 北区铁路、南区半连续系统示意图

①北区

-93m 以上矿石和岩石均由铁路系统完成。铁路采用固定沉线。临时固定在 -165m 境界的上盘上，铁路限坡 20‰，新水平准备采用 12m³ 铲配 154 t 电动轮汽车。

②南区

经过技术经济比较及考虑向远期过渡，运矿选择溜井、平峒、斜井破碎胶带系统；岩石系统以明胶带为主，局部使用斜井。

铁路系统拆除以后，该矿将全部采用半连续系统。见图 6-27。

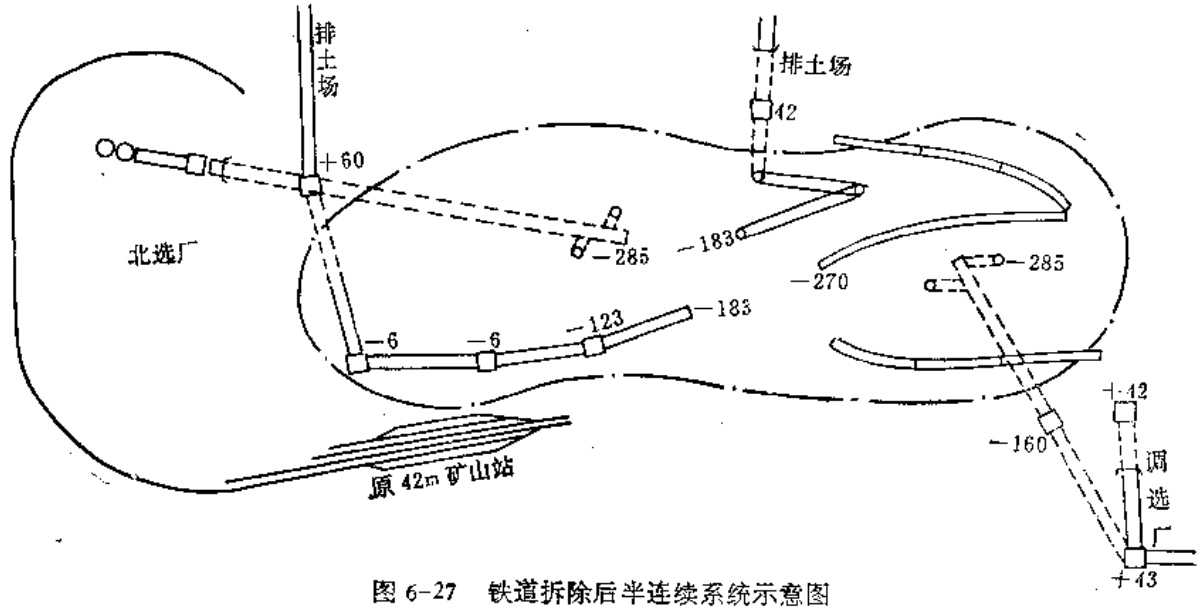


图 6-27 铁道拆除后半连续系统示意图

①北部矿石系统

研究了溜井-斜井和明胶带方案，溜井-斜井方案的投资只比明胶带方案多 120 万元而它的经营费却远低于明胶带方案，因此，本设计采用溜井-斜井方案。

②岩石系统

研究了以下三个方案：

方案 I，将现有的中部岩石系统改造成一大系统，下部分左右两翼，承担全部岩量；

方案 II，两系统并行，在现有的系统基础上并行加一小系统；

方案 III，在北部再加一绕帮明胶带系统。

各方案的投资对比见下表 6-20。

表 6-20　岩石系统方案对比　　单位：万元

投资项目 \ 方案	方案 I	方案 II	方案 III
胶带投资	2300	1640	2240
井巷工程投资	550	507	155
破碎机	4853	4853	4853
合　计	7703	7000	7252

从表中数据可以看出，I 方案的投资远比 II、III 方案的大，方案 III 的投资又比方案 II 的多 252 万元，但方案 III 的汽车平均运距比方案 II 的少 0.4km，年经营费用少 270 万元，所以，选取方案 III。

2) 上盘铁道与下盘半连续综合

(1) 方案的特点及基本组成系统

本方案前期上盘用铁道运岩，采用顶板拉沟的铁道移动坑线开拓，降深到 -114 m 水平时改用半连续系统，下盘岩石采用半连续系统，运矿采用南、北溜井-斜井系统。

本方案因充分利用原有系统故可减少扩建所需投资，借助铁道吨公里运费低而降低前期运营费用，利用卡车进行新水平准备而克服铁道延深慢的弱点。铁道与半连续系统间既独立又互补，从而可减少改扩建困难并在适应产量规模上有较大弹性。

(2) 铁道合理使用深度及系统岩量分配

①以 -270m 地表境界、顶板露矿条件分析，铁道不扩大境界可延深至 -114m 水平。

②从经济上计算，在 -114m 水平以上用铁道扩帮与半连续扩帮的作业成本费用见表 6-21 由表中可以看出，铁道下降到 -114m 是合理的。

表 6-21　铁道与半连续作业成本

项目 \ 方案	铁　道	半 连 续
运距，km	19.46	汽车：1.55 胶带：2.93
排土费，元/t	0.18	0.12
运营费，元/t·km	0.08	汽车：0.50 胶带：0.25
破碎费，元/t	0	0.13
成本费，元/t	1.74	1.78

⑤对分层岩量分析表明，上盘岩量约占总岩量的51%。

(3) 开拓运输系统

①北区运矿系统的选择

北部运矿系统年能力为800万t，生产初期由铁道运矿，生产后期即当采场下降到+18m水平时，北部运矿改用半连续系统。

北部运矿系统比较了以下三个方案：

方案Ⅰ，利用原有的溜井方案。

方案Ⅱ，新建溜井方案。

方案Ⅲ，绕帮明胶带方案。

Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ三个方案的总费用现值相应为6760.6万元、5959.5万元和7125.45万元，表明北部运矿系统采用溜井、斜井系统是有利的。在工期许可时，新建溜井方案效果最佳。

②调军台运矿系统选择

南部矿石破碎胶带运输系统初期担负矿石年运量为900万t，后期向2700万t规模过渡，为运输-18m水平以上的矿石，在矿体上盘南侧+42m标高处建一固定破碎系统，为运输-18m水平以下的矿石，在采场内建一移动破碎系统，破碎的矿石经两条溜井，(第一期溜井底为-180m)，然后由斜井胶带运到调军台选厂。

③下盘运岩系统选择

为运输采场下盘-6m以上岩石，在矿床的下盘齐家沟+42m标高处建一固定破碎系统，当采场降至-6m水平以下时，分析了以下三种半连续系统方案：

方案Ⅰ，一套明胶带方案；

方案Ⅱ，斜井-溜井方案；

方案Ⅲ，二套明胶带方案；

三个方案的经济指标见表6-22。

表6-22 运岩系统对比

项目＼方案	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ
总投资现值 万元	450.6	734.2	659.5
卡车运距 m	1350	1600	1160
总运费现值 万元	12292.7	13200.7	11083.2
合计 万元	12743.3	13934.9	11742.7

由上表可以看出Ⅲ方案优于其它两个方案。

④铁道废止后的上盘运岩系统

铁道废止时，采场已经降深到-114m水平。由于边帮业已扩出，可以不用提前扩帮，直接在边帮上布置明胶带系统。

开拓运输系统参见图6-28、图6-29。

据此，齐大山铁矿开采工艺系统选择可作出以下结论：

(1) 鉴于齐大山矿采排比高差和产量规模大，在该矿工艺系统中，以采用半连续工艺为优，从国内外实践情况和国内目前技术水平看，应用上述工艺在技术上是可靠的，经济上是有效益的。

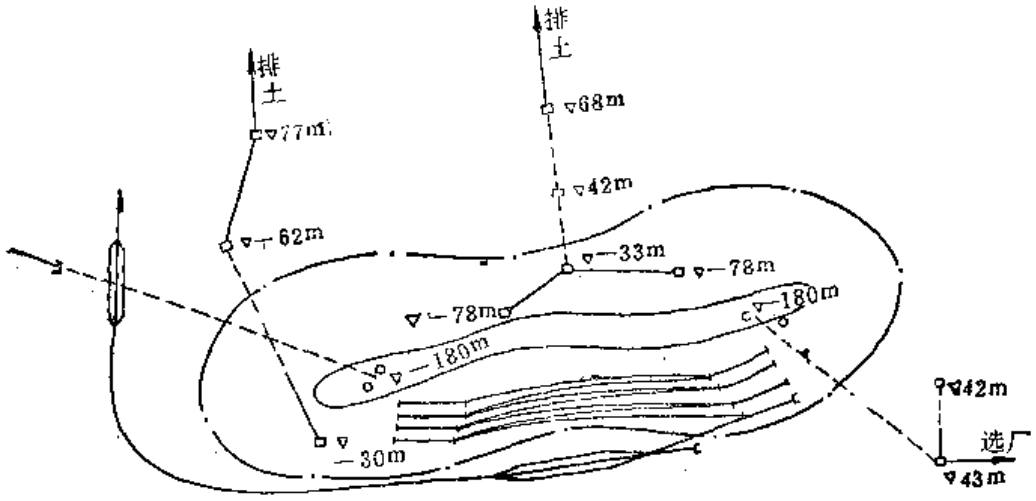


图 6-28　上盘铁道、下盘半连续综合工艺系统

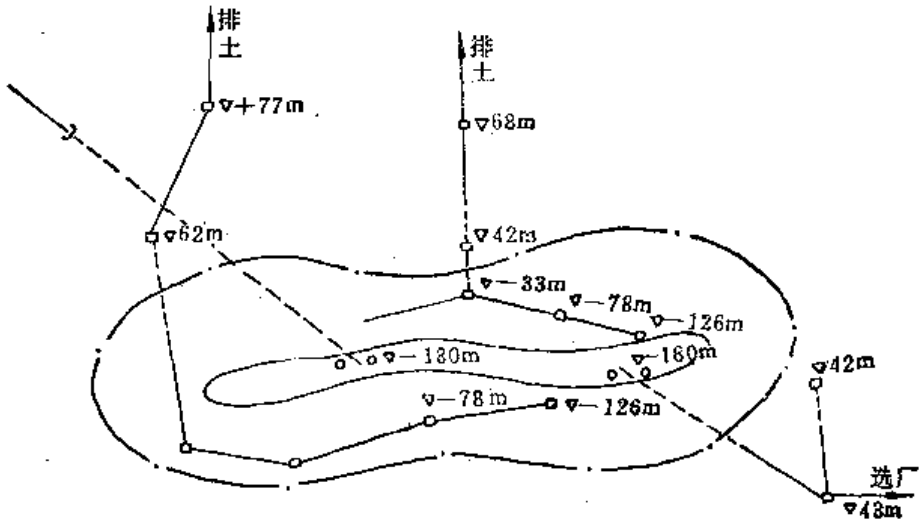


图 6-29　铁道拆除后半连续系统示意图

在半连续工艺上初期倾向于采用技术上成熟的缓倾角胶带系统。高倾角胶带等高技术的应用宜在试验和采深较深后再考虑应用。

(2) 从目前国情、现时开采深度、表土开采工艺、以及业已形成铁道开拓运输系统的条件考虑，为改善前期效益、保证产量稳步递增，以及减少改扩建困难等，前期应充分利用现有的系统和设备，以发挥不同工艺的组合优势，并规划好两者间的增消和过渡。

(3) 所研究的诸种综合开采工艺方案的区别在于对现有铁路利用程度的差别，铁路利用程度高时，一般经济效果也好些。如综合方案 I 的初期投资及运营费均略优于综合方案 II。鉴于齐矿将进一步扩建，故方案的选择不应局限于经济指标对比，而应从宏观角度决定其取舍。

①1700 万 t 产量规模如相对稳定较长时间时，宜采用 I 方案。

②在 1700 万 t 产量规模稳产期不长并紧接着向更高产量和二期境界扩展条件下，倾向于用 II 方案。

第七章　采掘运输设备的优化配置

露天矿剥采工艺的选择，无疑是露天开采的一项重大决策目标。剥采工艺类型一旦选定之后，仍有一些重要问题需在设计阶段或生产阶段予以解决，诸如：

采掘运输设备的规格与数量上如何配套选择与确定？

设备出动状态及矿山作业条件如何影响采运设备效率的发挥？怎样充分发挥设备效率？

在矿山采运排系统中，如何合理调配运输工具，以优化系统效果、提高经济效益？

……

这些问题往往贯穿于矿山设计及生产的全过程之中，对于矿山技术状况及经济效果有重要的影响。系统论、信息论与控制论及相应技术的发展，为解决这些问题创造了条件。

对于矿山开采设备配置的优化研究，可以追溯到五十年代后期。卅多年来，这一领域的研究从内容到方法都有了长足的进展，并在矿山设计及生产实践中得到不同程度的实际应用。

采运设备配置的研究内容，因矿山具体条件而异，下面列举的是常见的一些问题：

(1) 采掘设备与运输设备在规格上与数量上的配套，其中数量概念又有在册数量与出动数量之别；

(2) 设备作业条件及作业参数的变动对于矿山采运系统运转效果的影响；

(3) 如何合理使用采运设备，使之满足矿石质量搭配的要求；

(4) 采运设备实际出动数量的随机变化规律及其对系统运转效果的影响。

解决这些问题的方法也是多种多样的。例如，数学规划、系统模拟、概率分析及排队论等。

下面我们将列举若干有代表性的研究成果及方法，以供参考。

第一节　用数学规划方法研究采矿工艺配合问题

用数学规划方法，特别是线性规划方法来研究工艺配合问题，已有众多成果问世，例如车流合理调配、矿石品位搭配等[16]。

这里我们介绍一个用整数规划来解决多铲型多车型露天矿的铲车合理组合研究实例[17]。

设露天矿拥有若干台不同型号的电铲，例如勺斗容积分别为 9.1，7.6，4.5 及 3.0m³，同时有不同规格的卡车，例如，卡车载重量分别为 100，65，45t。电铲可有多处作业地点。所要解决的问题是，在矿山具体条件限定下，如何合理选择电铲卡车的组合并确定其作业地点，以达到最优的经济效果。铲车组合方式可有多种，例如 9.1m³ 铲配 100t 车，9.1 m³ 铲配 65t 车等等。

采用整数变量的线性规划来解决此问题。

其通用数学表达式如下：

目标函数：
$$\min \sum_i \sum_j C_{ij} X_{ij} \tag{7-1}$$

约束条件：
$$\sum_i \sum_j A_{ij1} X_{ij} (\leqslant = \geqslant) B_1$$
$$\sum_i \sum_j A_{ij2} X_{ij} (\leqslant = \geqslant) B_2$$
$$\cdots\cdots$$
$$\sum_i \sum_j A_{ijp} X_{ij} (\leqslant = \geqslant) B_p \tag{7-2}$$

式中 i——表示铲车组合序号，$i = 1, 2, \cdots n$；

j——表示电铲作业位置序号，$j = 1, 2, \cdots m$；

k——表示约束因素序号，$k = 1, 2, \cdots P$；

X_{ij}——组合 i 在电铲位置 j 是否作业的变量

$$X_{ij} = \begin{cases} 0 & \text{否} \\ 1 & \text{是} \end{cases}$$

C_{ij}——组合 i 在位置 j 作业的班费用；

A_{ijk}——组合 i 在位置 j 的第 k 约束因素系数；

B_k——第 k 约束因素的约束常数。

这是一个具有〔0，1〕型变量的线性规划。常见的约束因素如下：

1）矿石产量约束
$$L_b \leqslant \sum_i \sum_j T_{ij} X_{ij} \leqslant L_u \tag{7-3}$$

式中 T_{ij}——组合 i 在位置 j 作业的班采矿量；

L_b——矿石班产量下限；

L_u——矿石班产量上限。

2）卡车数量约束
$$\sum_i \sum_j K_{ijl} X_{ij} \leqslant N_l \tag{7-4}$$

式中 l——表示卡车类型的序号，$l = 1, 2, \cdots Q$；

K_{ijl}——l 型卡车在组合 i 地点 j 作业的台数；

N_l——l 型卡车可出动台数。

3）每一作业地点的铲车组合数不超过 1
$$\sum_i X_{ij} \leqslant 1 \tag{7-5}$$

4）矿石品位约束
$$G_{br} \leqslant \sum_i \sum_j P_{ijr} X_{ij} \leqslant G_{ur} \tag{7-6}$$

式中 r——表示矿石组份序号，$r = 1, 2, \cdots T$；

G_{br}——矿石品位允许下限；

G_{ur}——矿石品位允许上限；

$$P_{ijr} = M_{jr} \cdot T_{ij} / \sum_i \sum_j T_{ij}$$

M_{jr}——在电铲位置 j 矿石组份 r 的品位。

5) 精矿回收率约束

$$Y_{br} \leqslant \sum_i \sum_j Q_{ijr} X_{ij} \leqslant Y_{ur} \tag{7-7}$$

式中 Y_{br}——矿石组分 r 精矿回收率允许下限；

Y_{ur}——矿石组分 r 精矿回收率允许上限；

$$Q_{ijr} = R_{jr} \cdot T_{ij} / \sum_i \sum_j T_{ij}$$

R_{jr}——在电铲位置 j 矿石组分 r 的精矿回收率。

第二节　用系统模拟方法研究铲车配合

我们从铲车生产能力的计算及其影响因素的分析入手，进行一些讨论。

挖掘机(或前装机等其他单斗采装设备)班生产能力可按下式计算：

$$Q_w = \frac{3600 V_w \cdot K_w}{t_w} \cdot T \cdot \eta \tag{7-8}$$

式中：Q_w——挖掘机班生产能力，m^3/shift；

V_w——挖掘机铲斗容积，m^3；

K_w——挖掘系数，或实方满斗率；

t_w——挖掘循环时间，s；

T——班工作时间，h；

η——挖掘机班工作时间利用系数；

$$\eta = \eta_0 \cdot \eta_1$$

η_0——空车供应率；

$$\eta_0 = \frac{t_z}{t_z + t_r + t_j}$$

t_z, t_r, t_j——挖掘机装车、入换及欠车时间，s；

η_1——受辅助作业及内外障影响的挖掘机时间利用系数。

而汽车(或其他间断式运输工具)班生产能力计算式为

$$Q_c = \frac{60 V_c K_c}{t_c} \cdot T_c \tag{7-9}$$

式中 Q_c——汽车班生产能力，m^3(或t)/shift；

V_c——汽车装载容积(或重量)，m^3(或t)；

K_c——汽车容积(或重量)利用系数；

t_c——汽车运行周期，min；

T_c——汽车班作业时间，h；

其中汽车运行周期 t_c 组成如下：

$$t_c = t_z + t_x + t_y + t_d + t_q$$

式中 t_z——装车时间，min；

t_x——卸车时间，min；

t_y——运行时间，min；

t_d——等进时间，min；

t_q——其他时间，min。

分析以上挖掘机及汽车生产能力计算式，可以看出：

(1) 设备生产能力与其选型有密切关系，例如铲勺容积与汽车容积的大小、各项作业时间的长短均直接影响其生产能力；

(2) 在一定的设备选型条件下，采装与运输设备数量比例将对铲、车各自生产能力发生重要影响。例如，当汽车数量不足时，挖掘机将发生大量欠车时间；反之则汽车会长久等装；

(3) 计算参数中除少量为确定型参数(如设备容积等)外，多为随机型参数，其具体数值经常波动，取决于系统中多方面作业条件，如被开采矿岩性质、爆破质量、开采尺寸、气候条件、人员状况等等。

实践证明，系统模拟方法是解决这类问题的有效手段。

为采用系统模拟方法研究铲车配合问题，首先应从矿山实际情况出发，探讨采运设备各项作业参数的概率统计分布规律。重要作业参数及其常见概率分布类型是：

1) 挖掘机装车时间

一般呈正态分布。

2) 装车重量

一般亦呈正态分布。

3) 卸车时间

不同研究工作者有不同结论：

(1) 呈负指数分布；

(2) 呈正态分布；

(3) 介于负指数分布与其他分布类型之间；

4) 运行时间

按区段计算运行时间。在汽车运输条件下可做如下处理：

(1) 作业条件(汽车、公路路面等)稳定时，运行时间波动不大，可按常量分布取其统计或计算平均值；

(2) 取区段平均运行时间的90%，加上负指数分布随机波动运行时间的10%，即

$$T(i) = 0.9 \cdot \bar{T}(i) - 0.1\bar{T}(i) \cdot \ln(1 - Z) \tag{7-10}$$

式中 $T(i)$——第 i 区段运行时间；

$\bar{T}(i)$——第 i 区段平均运行时间；

Z——(0，1)区间随机数。

5) 设备故障间隔时间

一般呈负指数分布。

6) 设备故障修理时间

一般亦呈负指数分布。

图 7-1 为霍林河露天煤矿实测各项作业时间经统计整理后的直方图。

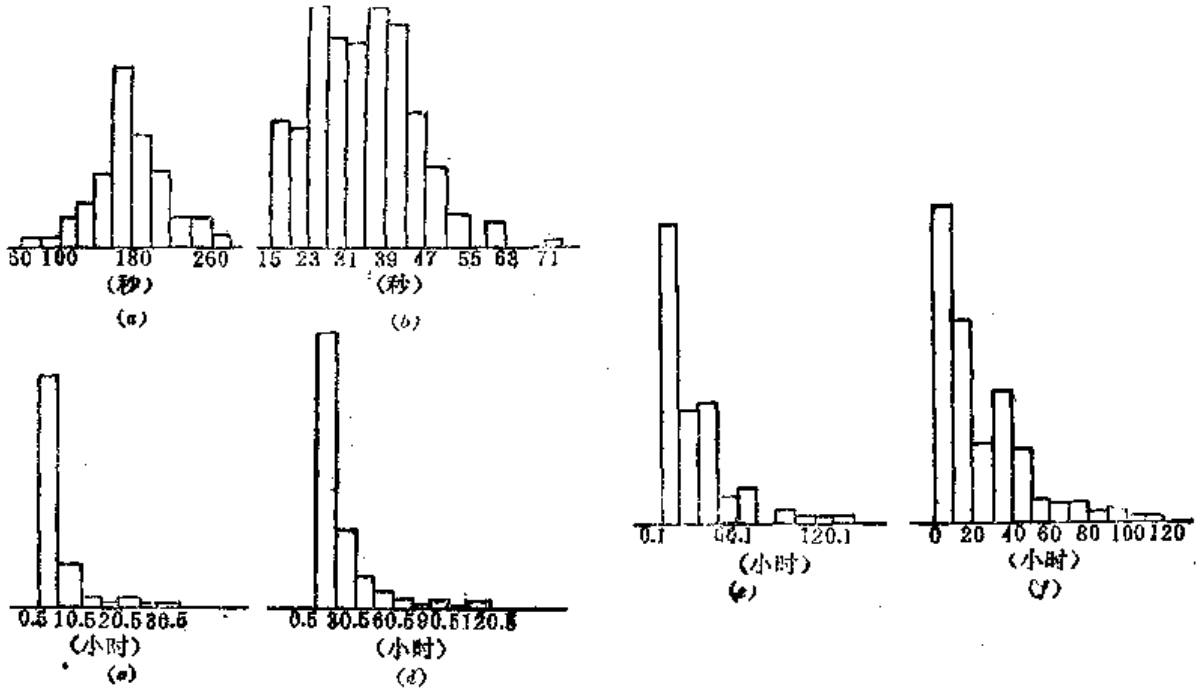


图 7-1　电铲、卡车作业时间参数直方图

a——电铲(8.1m³液压铲)装车时间；　b——卡车(68t)卸载时间；
c——电铲故障修理间隔时间；　d——卡车故障修理间隔时间；
e——电铲故障修理时间；　f——卡车故障修理时间。

用系统模拟方法研究铲车配合关系，历经近卅年的积累，已较成熟。具体方法可参看有关文献，此处不赘述。

只要基础资料真实可靠，统计分析正确，模拟计算切实仿真，且经过对比检验，系统模拟的结果一般是准确可信的。下面我们将通过一些典型实例来进行分析。

图 7-2 是对一台电铲配不同卡车台数时铲车作业互相等待及相应产量的关系。由图可见，当出动卡车数(实动车铲比)过小时，电铲欠车严重，产量甚低；随着卡车数增大，电铲欠车减少，产量上升；而当实动车铲比达一定限度时，产量不再增加，卡车长时等装。显然存在着合理的实动车铲比值。

图 7-3 是生产费用与实动电铲比的关系。由图可知，随着实动电铲比的增大，电铲费用下降，而卡车费用上升，据此可得出总成本最低的优化实动车铲比值（图 7-3 中此值约为 3～4）。

从全矿角度来看，铲车数量的匹配关系更是生产中的常见课题。图 7-4 表示了在不同出动卡车总数及电铲总数条件下，系统所达到的产量。从中不难得出在出动一定电铲数情况下所应出动卡车的合理数值。

当设计新矿山或对生产矿山进行改建设计时，通过系统模拟方法可对不同采运设备规格配套方案进行计算与对比，从中优选出最佳工艺方案。例如某矿列出的工艺方案有：

方案1．7.6m³电铲，100t卡车；

方案2．7.6m³电铲，120t卡车；

方案3．11.5m³电铲，100t卡车；

方案4．11.5m³电铲，150t卡车。

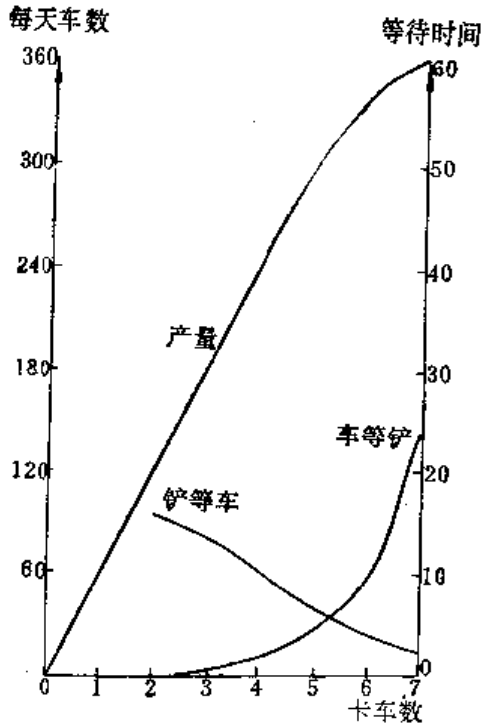


图 7-2　一台电铲配不同的卡车数与其产量之间的关系

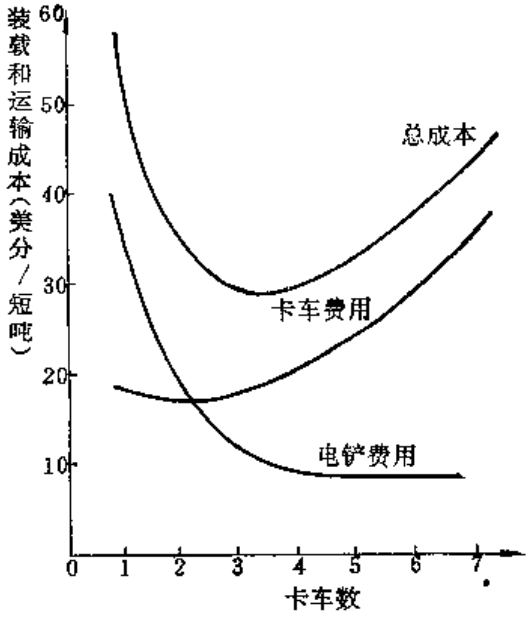


图 7-3　卡车数与电铲装载及卡车运输成本之间的关系

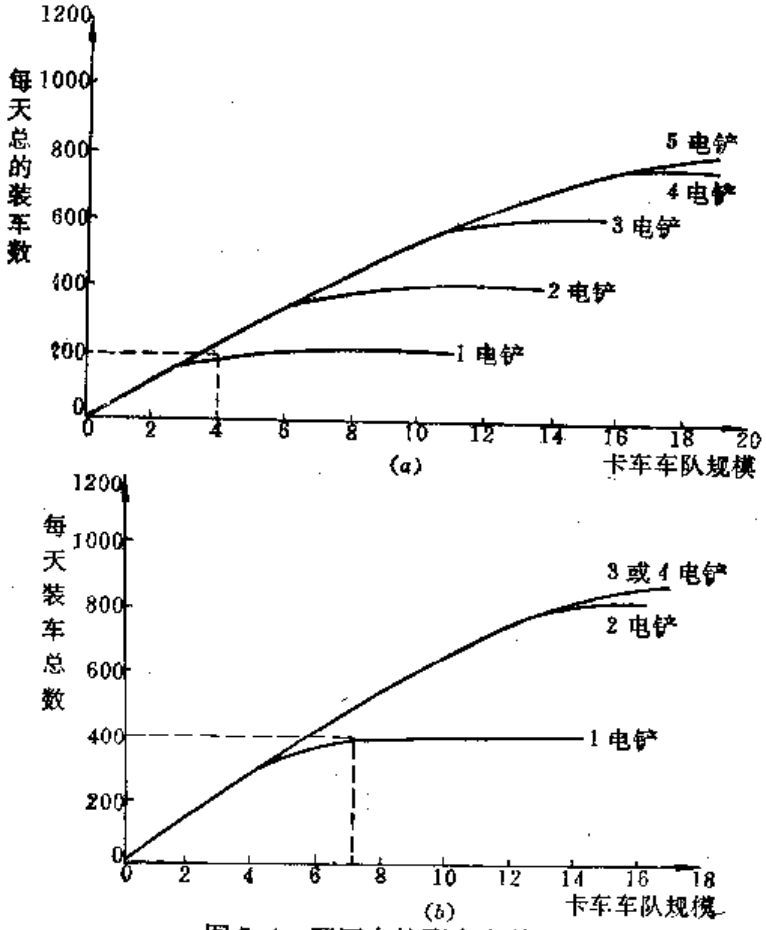


图 7-4　不同车铲配合条件下的产量

a—不好的挖掘条件　　*b*—好的挖掘条件

系统模拟结果如图7-5所示，可知方案 4 可获最低开采成本。

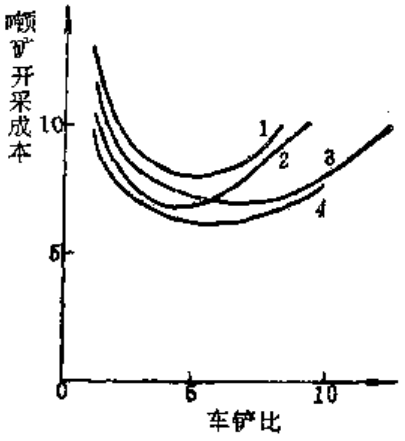


图 7-5　不同方案模拟结果

方案1. 7.6m³挖掘机＋100t汽车；
方案2. 7.6m³挖掘机＋120t汽车；
方案3. 11.5m³挖掘机＋100t汽车；
方案4. 11.5m³挖掘机＋150t汽车；

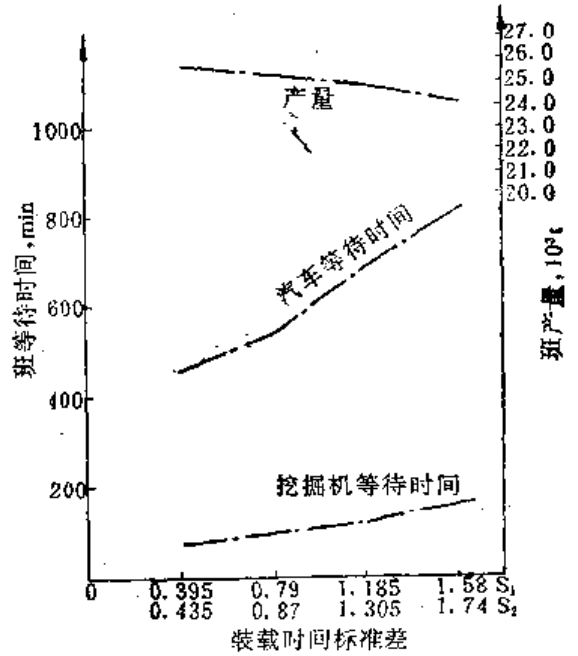


图 7-6　服务时间标准差对汽车调度效果的影响

S_1—第一采掘条件；　S_2—第二采掘条件

前已述及，各项作业时间大都围绕一定平均值呈随机性波动，其波动程度的大小可以用其方差（σ^2）或标准差（σ）来表示。图 7-6 是系统产量与装车时间标准差关系的模拟计算结果。从中可见，随着装车时间标准差的增大，电铲欠车时间及卡车等装时间均随之增大，而系统产量随之降低。这一结论与矿山实践经验是一致的。为了减小设备作业时间波动对生产的影响，应不断提高生产管理水平，如改善穿爆质量、控制开采规格、改善线路质量等等。

露天矿铁道运输条件下的系统模拟，与汽车运输时大同小异，此处不予详述。

第三节　用排队论方法研究铲车配合

现将几种有代表性的研究工作介绍如下。

一、有限顾客循环排队模型

E. Koenigsberg 自五十年代即从事将排队论应用于矿山的研究工作。他建立了一个四阶段并联多服务台有限顾客循环排队模型[18]。该模型用于船队往返航运，如图 7-7 所示。

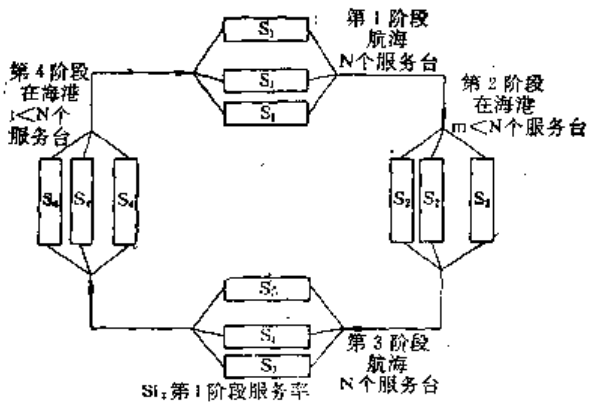


图 7-7　船运四阶段排队模型

该模型可用于矿山采掘运输系统计算。四个服务阶段分别为空车运行、装车、重车运行及卸载。

排队模式为 $M/M/C$，即卡车到来时间间隔及服务时间皆为负指数分布的并联多服务

台系统。系统参数计算如下：

第 i 阶段上卡车平均占有数为

$$N_i = \Sigma_d n_i P(n_1,\ n_2,\ n_3,\ n_4) = \frac{X_i}{T}\cdot\frac{\mathrm{d}T}{\mathrm{d}X_i} \tag{7-11}$$

式中 N_i——第 i 阶段上卡车平均占有数；

d——整数 N 的可能组合；

n_i——在第 i 阶段上的卡车数；

$P(n_1, n_2, n_3, n_4)$——在第 i 阶段上有 n_i 台卡车的概率；

$$X_i = \frac{S_k}{S_i}$$

S_i——第 i 阶段的平均服务率；

S_k——第 k 阶段的平均服务率，k 为待分析的阶段序号。

$$T = \Sigma_d \Pi_{i=1}^{M}\left(X_i\cdot\frac{n_i}{q_i}\right)$$

M——阶段数目，此处 $M = 4$；

$$q_i = n_i! \quad \text{当 } n_i \leqslant m_i;$$

$$q_i = m_i!\ m_i^{(n_i - m_i)} \quad \text{当 } n_i > m_i;$$

m_i——在第 i 阶段上的服务台数目。

在第 i 阶段上的平均排队卡车数 (N_{qi})，第 i 阶段上平均等待时间 (W_i) 和第 i 阶段上平均排队时间 (W_{qi}) 的关系如下：

$$N_i = A\cdot W_i \tag{7-12}$$

$$N_{qi} = A\cdot W_{qi} \tag{7-13}$$

$$W_i = W_{qi} + \frac{1}{S_i} \tag{7-14}$$

式中 A——卡车平均到来率；

S_i——第 i 阶段平均服务率（例如电铲的装车效率）；

$$A = \frac{N}{TC + W_{qi} + W_{qj}}$$

N——系统中卡车总数；

TC——卡车平均运行周期，不包括等待时间；

W_{qj}——第 j 阶段上卡车平均排队时间（例如卸载站）。

由上述各式可导出

$$W_{qi} = \frac{(N - N_j)\left(N_i TC - \dfrac{N}{S_i}\right) + N_i\left(n_j\cdot TC - \dfrac{N}{S_j}\right)}{N(N - n_i - n_j)} \tag{7-15}$$

$$W_{qj} = \frac{N_j\left(W_{qi} + \dfrac{1}{S_i}\right)}{N_i} - \frac{1}{S_j} \tag{7-16}$$

第 i 阶段的利用率(U_i)为

$$U_i = \frac{A}{m_i \cdot S_i}$$

$$= \frac{N}{m_i S_i (TC + W_{q1} + W_{q3})} \tag{7-17}$$

我们采用实例资料进行分析和对比。

用下述脚码表示依次发生的各个阶段：

1——装载

2——重车运行

3——卸载

4——空车运行

系统参数如下(符号意义与式(7-11)及式(7-14)中相同)：

N = 15台卡车；

m_1 = 5 台电铲；

m_3 = 2 卸载点；

$S_1 = 1/3.847 \quad \text{min}^{-1}$；

$S_2 = 1/4.50 \quad \text{min}^{-1}$；

$S_3 = 1/0.75 \quad \text{min}^{-1}$；

$S_4 = 1/2.205 \quad \text{min}^{-1}$；

TC = 11.302 min。

从固定配车系统得到的结果中把单台电铲与几台卡车配合作业的结果单独列出，如表7-1。将此单台电铲的系统看做一个独立系统，用上述排队论方法计算并将结果与模拟结果对比(表 7-1)，二者是十分接近的。这说明在较为简单的系统中，排队论分析模型与模拟模型的一致性。

表 7-1

电铲号码	指　　标	排队论计算结果	模拟结果
1	卡车平均等装时间，W_{q1}	2.744	2.777
	电铲利用率，U_1	0.747	0.776
2	卡车平均等装时间，W_{q1}	2.865	2.901
	电铲利用率，U_1	0.765	0.747
3	卡车平均等装时间，W_{q1}	3.219	2.940
	电铲利用率，U_1	0.816	0.800
4	卡车平均等装时间，W_{q1}	3.327	3.437
	电铲利用率，U_1	0.814	0.827
5	卡车平均等装时间，W_{q1}	3.594	3.587
	电铲利用率，U_1	0.828	0.845

然而，对整个采运系统进行系统模拟所得结果，则与排队模型所得结果相差甚大(具体对比从略)。这主要是因为排队模型中对矿山实际不得不做较大程度的简化，有时甚至失真。例如

(1) 在排队论计算中，通常假定各个平行的服务台具有相同的服务时间及其概率分布规律。但在实际矿山中，由于各台采掘或运输设备的内部及外部条件皆不相同且频繁变化，其服务时间及其标准差是各不相同的。这样，在排队模型中采用加权平均指标来计算装车时间、卸车时间、运行时间等参数，难免出现不同程度的误差。

(2) 上述多阶段循环排队理论计算是以 $M/M/C$ 排队模式为前提的，即规定了卡车到来时间间隔及各项服务时间皆呈负指数分布规律；相应地，各项作业时间的标准差皆应等于其均值。显然，这一假设在多数情况下是不符合矿山实际的。

二、排队论计算与模拟方法相结合

J. Elbrond 采取了一种用排队论迭代计算采运设备等待时间的方法。他把矿山采运系统看作有限顾客单阶段服务台或双阶段服务台的串联排队系统或并联排队系统。其计算方法由简入繁分述如下[19]。

1. 单服务台循环排队系统

这里仅把装载点看作一个服务台，设其平均装车时间（服务时间）为 T_s，其标准差为 S_s。系统中有 N 台卡车（顾客），卡车运行平均循环时间（顾客返回时间）为 T_r，其标准差为 S_r（参见图7-8）。

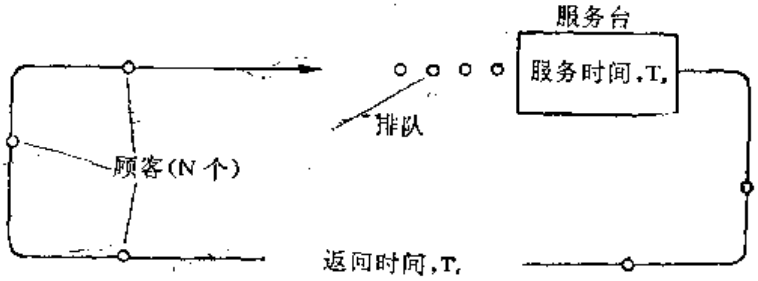


图 7-8　单服务台循环排队

根据装车时间 T_s 及卡车运行循环时间 T_r 的概率分布情况，可发生如下三种极端情况：

(1) T_s、T_r 皆呈负指数分布，其标准差分别为 $S_s = T_s$，$S_r = T_r$。根据 $M/M/1$ 模式排队公式，可计得卡车等装时间为 W_p；

(2) T_s 为常量分布，T_r 为负指数分布，即 $S_s = 0$，$S_r = T_r$。根据 $M/D/1$ 模式排队计算，可计得卡车等装时间为 W_a；

(3) T_s、T_r 皆为常数，即 $S_s = 0$，$S_r = 0$。根据 $D/D/1$ 模式排队计算，可计得卡车等装时间为 W_b。

矿山实际往往并非上述几种极端状态。利用上述三种情况所得等待时间 W_p、W_a、W_b，通过一系列模拟试验，可以得到图 7-9 所示的内插计算方法。

图 7-9 中，横坐标为 S_r/T_r，纵坐标为 S_s/T_s，根据矿山设备作业时间的实际统计参数，可按 S_r/T_r 及 S_s/T_s 值从图中查出相应的卡车等装时间 W_s 来。W_s 值是 W_p、W_a、W_r 各值的线性组合插值。例如，常见的 S_s/T_s 及 S_r/T_r 值为 0.3 左右，据此可从图中查得 W_s 值，约为 $0.55W_p$。此处 0.55 即为等待时间校正系数。

2. 双服务台循环排队系统

在卡车运转系统中，至少有两个服务台，即装载点与卸载点。在这两处分别会发生等

装与等卸时间。为解决双服务台循环排队系统的计算，在上述单服务台系统基础上，采取迭代收敛的计算方法。

如图7-10，系统主要参数可按下式计算：

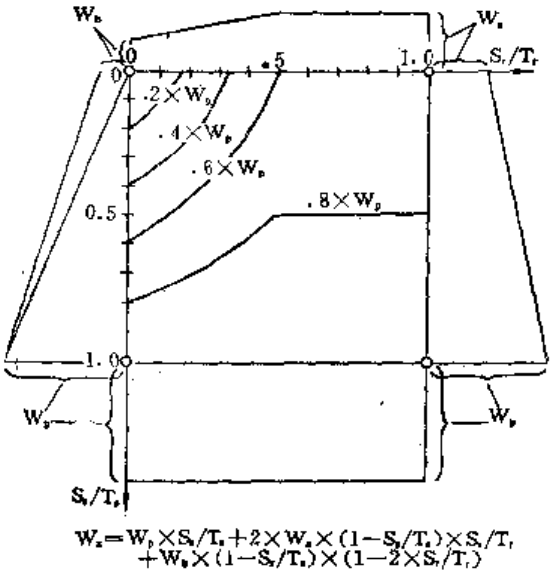


图 7-9　卡车等待时间内插计算

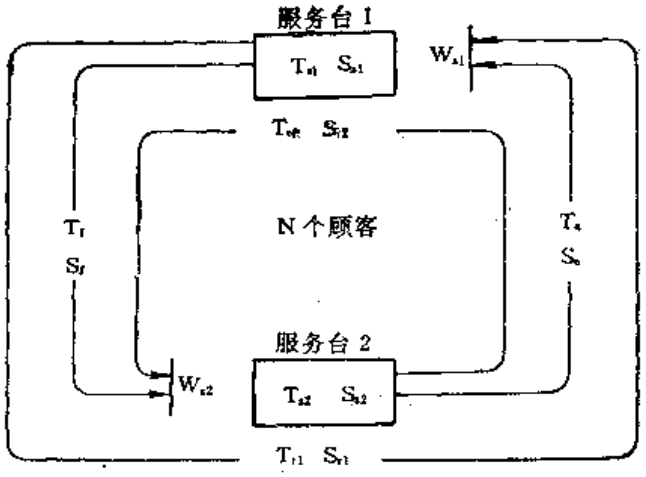


图 7-10　双服务台循环排队

$$W_{s1}=f(N,\ T_{s1},\ S_{s1},\ T_{r1},\ S_{r1}) \tag{7-18}$$

$$W_{s2}=f(N,\ T_{s2},\ S_{s2},\ T_{r2},\ S_{r2}) \tag{7-19}$$

$$T_{r1}=T_f+W_{s2}+T_{s2}+T_e \tag{7-20}$$

$$T_{r2}=T_e+W_{s1}+T_{s1}+T_f \tag{7-21}$$

$$S_{r1}=(S_f^2+W_{s2}^2+S_{s2}^2+S_e^2)^{1/2} \tag{7-22}$$

$$S_{r2}=(S_e^2+W_{s1}^2+S_{s1}^2+S_f^2)^{1/2} \tag{7-23}$$

式中　W_{s1}——装载点等装时间；

W_{s2}——卸载点等卸时间；

N——系统中卡车总数；

T_{s1}——装车时间平均值；

S_{s1}——装车时间标准差；

T_{r1}——以装载点为始、终点的卡车循环时间平均值；

S_{r1}——以装载点为始、终点的卡车循环时间标准差；

T_{s2}——卸载时间平均值；

S_{r2}——卸载时间标准差；

T_{r2}——以卸载点为始、终点的卡车循环时间平均值；

S_{r2}——以卸载点为始、终点的卡车循环时间标准差；

T_f——重车运行时间平均值；

T_e——空车运行时间平均值；

S_f——重车运行时间标准差；

S_e——空车运行时间标准差。

迭代方法如下：首先对装载点做单服务台计算，式(7-18)及式(7-20)中涉及W_{s2}未知，可暂不考虑，由此可计得卡车等装时间W_{s1}的第一轮数值。此后进行卸载点服务计算，按式(7-19)计得卡车等卸时间W_{s2}的第一轮数值。此W_{s2}值又可用于卡车等装时间W_{s1}的第二轮计算。如此反复迭代计算，可以迅速收敛，获得予期结果。

3.多回路并联服务系统

典型情况是多台电铲采出的矿石向同一卸矿站卸载。图7-11所示为两台铲的情况。

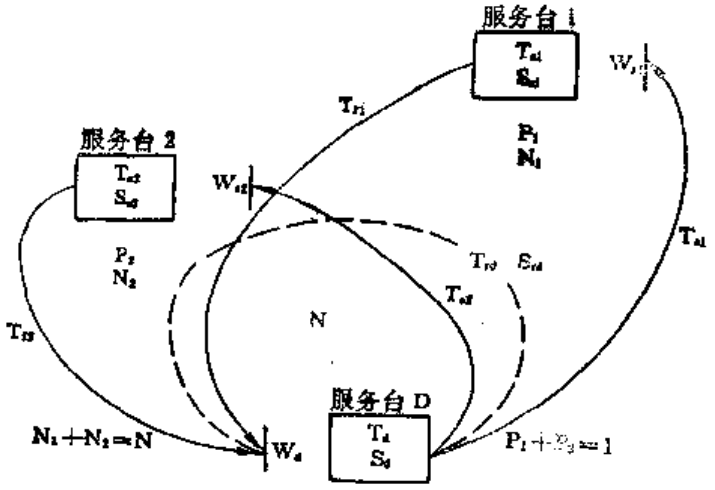


图7-11 多回路并联服务系统

方法步骤如下：

(1) 按照生产计划将总产量分配给各台电铲，即$P=P_1+P_2$，式中P、P_1、P_2分别表示总产量及第1、2台电铲产量计划值；

(2) 按照以上产量比例，分配卡车数量，即$N=N_1+N_2$，式中N、N_1、N_2分别表示系统中卡车总数及分配给第1、2台铲的卡车数；

(3) 分别计算第1及第二台铲的卡车等装时间W_{s1}及W_{s2}，方法如前所述。从而得到各台铲各自的卡车运行循环时间；

(4) 求出各铲加权平均卡车运行循环时间T_{rd}及其标准差S_{rd}；

(5) 按照加权平均运行循环指标计算卸载点卡车等卸时间W_d；

(6) 根据上述计算得的第一轮等装等卸时间及各台铲各自运行循环参数，调整卡车数量的分配，然后再做第二轮迭代计算，直至收敛。

当系统中有二台以上电铲时，解决方法与上同理。

4.卡车检修纳入循环排队系统

当矿山设有卡车检修车间时，卡车的检修亦可纳入循环排队系统一并计算。检修车间可能有一个或数个修位，可看做并联服务台，前来检修的卡车有时发生排队等修现象。图7-12所示为多修位检修车间服务于多台采矿及剥离电铲矿山的情况。

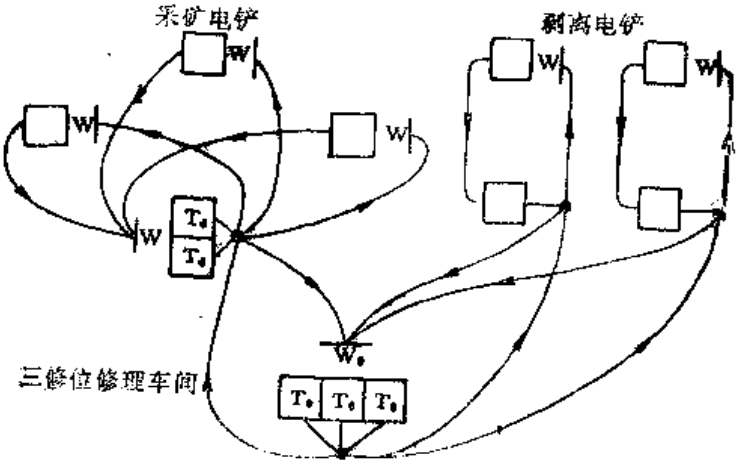


图7-12 带有卡车检修的复杂排队系统

计算方法要点如下：

(1) 将卡车检修纳入循环排队系统，对于每台电铲而言，皆形成装车—运行—卸载的生产循环及不定期随机发生的卡车故障检修循环，后者的净作业时间（不包括等修）可以按铲分别计出；

(2) 卡车故障时间间隔及修理时间可按卡车平均故障率及其概率分布规律计出，一般皆呈负指数分布；

(3) 按照卡车加权平均故障周期来做检修服务台排队计算，以得出卡车等修时间 W_0 为

$$W_0 = f(N,\ T_0,\ S_0,\ M)$$

式中 W_0——卡车等修时间；

N——系统中卡车总数；

T_0——检修时间均值；

S_0——检修时间标准差；

M——修位数目。

以上采用有限顾客循环排队理论，辅之以模拟方法寻找校正系数，这种计算系统等待时间及其他参数的方法，较为简单方便，计算迅速。此法曾用于具体矿山的工艺配合分析计算，为矿山工艺系统选择设计提供依据，或对生产矿山进行工艺系统分析，用于改造矿山工艺系统或改善其运行状态。

三、评述与展望

矿山作业中存在着大量排队现象，人们试图用排队论分析方法来解决工艺系统内采掘、运输、排卸以及设备检修等生产环节之间的关系。在研究工作中，出现了一些巧妙的构思及严密的推导，并取得一些成果。对于较为简单的工艺系统，如定铲配车的单铲服务系统，排队论计算结果是接近实际情况的。这种方法简便易行，在不甚复杂的工艺系统中，在可行性研究阶段，可以单独采用，或与系统模拟等方法配合使用。

这种方法尚存在以下问题：

1. 关于作业参数概率分布类型与方差

现有的排队论计算方法与公式，一般都是以某种概率分布类型为基础来进行推导的，其中最常用的就是负指数分布。但生产实际情况往往并非如此，这就大大降低了排队论计算结果的实际应用价值。这一根本问题多年以来并未解决。

为解决此问题，早在六、七十年代就有人提出在露天矿采用更通用的 Erlang/Erlang 排队模式的设想。林齐宁等建立了爱尔朗(Erlang)分布的有限顾客循环排队模型。这种分布较之正态分布、负指数分布等概率分布类型具有更大的适应性[20]。

Erlang 分布的概率密度函数是：

$$f(x) = \mu \cdot \frac{(\mu x)^{k-1}}{(k-1)!} e^{-\mu x} \tag{7-24}$$

式中 μ——均值；

k——阶数。

其图象如图 7-13 所示。不同爱尔朗分布阶数下得到不同概率分布函数的特点是：

当 $k = 1$ 时，为负指数分布函数；

当 k 增大时，爱尔朗分布图象由不对称形逐渐向对称形过渡；

当 $k \geqslant 30$ 时，近似于正态分布；

当 $k \to \infty$ 时，变为确定型分布。

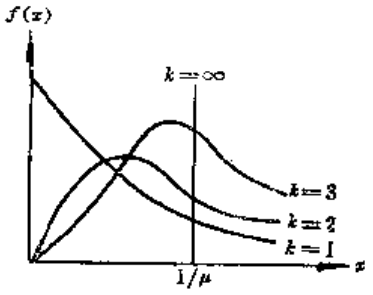


图 7-13　爱尔朗分布族

可见，一般的 Erlang 分布属完全随机与完全确定之间的中间型分布，其具体函数由阶数 k 所规定。在实践中可以根据矿山实际资料进行统计分析，用不同阶数的 Erlang 分布分别拟合各项作业时间等参数，从而形成 Erlang 分布的循环排队系统。

这种排队模型摆脱了传统的负指数分布模式，可能成为用排队论方法解决矿山工艺配合问题的一条新途径。

作业时间概率分布规律中另一重要参数是作业时间标准差。E.Koenigsberg 等人研究工作证明，对于不同分布类型，如果其均值及标准差各自相同，则系统运行结果相差不大。换句话说，人们对于作业时间离差系数（即标准差 σ 与均值 μ 之比值）应给予更大的注意，而作业时间的分布类型相对前者影响较小。这方面的研究工作也还有待进一步深入开展。

2.并联服务台及调度方法影响

如上所述，对于较为单纯的定铲配车方式，即单一服务台的情况，排队论计算结果可能与实际情况相近；而对于多服务台并联设置的情况，则排队论计算需做若干简化，有时会发生较大误差。

目前卡车自动化调度系统正在迅速发展，相应采取了多种调度准则与方法，这也给用排队论方法研究铲车配合带来了新的课题。

总之，用排队论方法来解决矿山工艺配合问题，一直是诱人的，但迄今为止仍不能说是成熟有效的，有待进一步研究和发展。

第四节　设备出动的概率分析及系统产量计算

前面是在采掘与运输设备出动数量一定或者可动数量一定的条件下进行讨论的。实际上，矿山任一生产环节上的设备出动数量（或可用数量），都不是一成不变，而是随着时间的推移而变化的，这种变化与设备状态、季节变化、作业条件、检修制度等因素有密切关系。

传统的计算方法是把开采设备出动状态的这种动态变化平均化，用平均出动率等指标来进行计算。做为传统的静态计算方法的一部分，它不能反映开采设备出动状态随机变化的本质，也未能体现各环节设备出动数量变化的相互影响。七十年代后期以来，出现了用概率分析方法计算设备效率及系统产量的新方法，并已在露天矿设计计算中得到应用，如美国的 Caterpillar 公司及 Consolidation 公司等。

现以电铲-汽车系统为例进行讨论。

一、设备同时作业台数的概率分布

设某生产环节上有 N 台可用设备，其平均出动率为 P，则实际出动的设备台数是随机波动值，服从于一定的概率分布规律。

实际有 x 台设备同时作业的概率服从二项式分布：

$$P(x) = C_N^x P^x (1-P)^{N-x}$$

$$= \frac{N!}{x!(N-x)!} \cdot P^x \cdot (1-P)^{N-x} \tag{7-25}$$

式中 $P(x)$——有 x 台设备同时作业的概率；

N——在册设备总数；

x——同时作业的设备数；

P——该设备作业率平均值。

为了方便起见，可用下列递推公式计算：

$$P(x+1) = \frac{N-x}{x+1} \cdot \frac{P}{1-P} \cdot P(x) \tag{7-26}$$

设备出动台数服从二项式分布的论断已由统计检验证实。

图 7-14 是澳大利亚 Weipa 磷灰石矿按小时统计的前装机出动概率分布，而图 7-15 是该矿 150t 卡车出动概率分布。

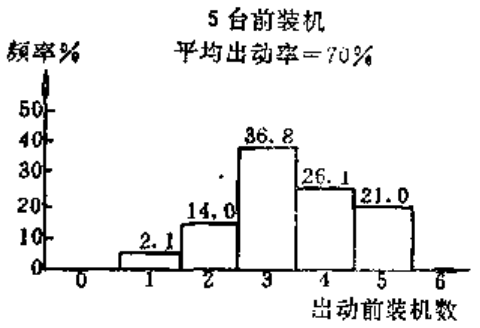


图 7-14 前端式装载机出动概率分布

下面先通过一个简单例子做计算。设系统中有：挖掘机在册台数 $N_s = 1$、汽车在册台数 $N_t = 5$，挖掘机出动率为 $P_s = 0.8$，汽车出动率为 $P_t = 0.75$。

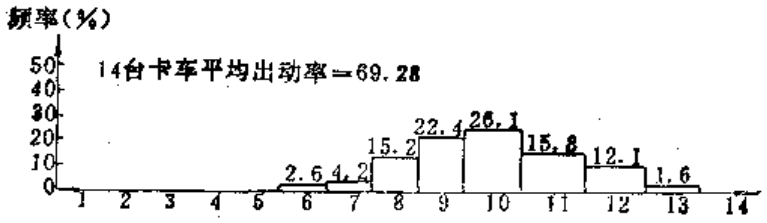


图 7-15 卡车出动概率分布

则不同台数挖掘机同时作业的概率分布为

$$P_s(0) = 0.2$$

$$P_s(1) = 0.8$$

不同台数汽车同时作业的概率为

$$P_t(0) = 0.0009766$$

$$P_t(1) = 0.014649$$

$$P_t(2) = 0.087894$$

$$P_t(3) = 0.263682$$

$$P_t(4) = 0.395523$$

$$P_t(5) = 0.2373138$$

由上可得挖掘机-汽车综合作业台数概率分布矩阵，其中

$$P(i,j) = P_s(i) \cdot P_t(j) \tag{7-27}$$

式中，$P(i,j)$——i 台挖掘机 j 台汽车同时作业的概率。

现将上例 $P(i,j)$ 的分布列入表 7-2。

表 7-2　铲车作业台数概率分布 $P(i,\ j)$ ($N_s=1,\ N_t=5,\ P_s=0.8,\ P_t=0.75$)

作业汽车数 \ 作业挖掘机数	0	1
0	0.0001953	0.0007813
1	0.0029298	0.0117192
2	0.0175788	0.0703152
3	0.0527364	0.2109456
4	0.0791446	0.3164184
5	0.0474628	0.1898510

上例中，若车、铲在册台数各增加一倍，而其他参数不变，同法可得其作业台数分布矩阵如表 7-3。

表 7-3　铲车作业台数概率分布 ($N_s=2,\ N_t=10,\ P_s=0.8,\ P_t=0.75$)

作业铲数 \ 作业车数	0	1	2
0	0.0000000381499	0.000000305199	0.000000610398
1	0.000001144497	0.000009155977	0.00001831195
2	0.00001545071	0.00012360568	0.00024721137
3	0.0001236057	0.0009888455	0.0019776908
4	0.00064893	0.005191439	0.010382878
5	0.002336147	0.01868918	0.037378359
6	0.00384037	0.04672295	0.09344589
7	0.01001206	0.08009648	0.16019297
8	0.01120357	0.09010854	0.18021709
9	0.00750905	0.06007236	0.12014472
10	0.002252714	0.018021709	0.036043418

二、系统产量计算

系统产量可由下式求出：[16]

$$Q_e=\sum_{i=1}^{N_s}\sum_{j=1}^{N_t}P(i,j)\cdot N_i'\cdot Q_{ot}$$

$$=\sum_{i=1}^{N_s}\sum_{j=1}^{iK_0}P(i,j)\cdot j\cdot Q_{ot}+\sum_{i=1}^{N_s}\sum_{j=iK_0+1}^{N_t}P(i,j)\cdot iK_0\cdot Q_{ot}\qquad(7\text{-}28)$$

式中　Q_e——系统总产量期望值；

N_i'——汽车计算台数；

当 $j\leqslant iK_0$ 时，$N_i'=j$

当 $j>iK_0$ 时，$N_i'=iK_0$

Q_{ot}——铲、车皆正常作业时的每台汽车效率；

$P(i,j)$——设备作业台数概率矩阵值；

N_t——系统中在册汽车台数；

N_s——系统中在册挖掘机台数；

K_0——实动车铲比临界饱和值，取整数。

需要说明的是，以上产量或效率的计算式中，可以按小时，也可以按班、日、月、年等做为时间单位。设备的有效作业指标，一般通过两个系数，即设备出动率及利用率来体现。而在上述 Q_{ot} 指标中，应反映出所取时间单位内的利用率数值。例如，取班做为时间单位时，汽车班效率应考虑到班内汽车可能发生的停顿。设备出动率的统计计算，一般则应以班或日为基础。

Q_{ot} 值为

$$Q_{ot} = Q_{tt} \cdot \eta_t$$

式中 Q_{tt}——连续作业时单台汽车效率；

η_t——相应时间计算单元内的汽车利用率。

上述两例，若 $Q_{ot} = 10^6$t/a，$K_0 = 4$ 时，各得如下结果：

当 $N_e = 1, N_t = 5$ 时，

$$Q_o = 2.81 \times 10^6 \text{t/a}$$

当 $N_e = 2, N_t = 10$ 时，则

$$Q_o = 5.88 \times 10^6 \text{t/a}$$

这里需要说明一下，按照上式计算的总产量是较为粗略的。如有挖掘机效率与实动车铲比关系的现成资料，则系统产量计算可改由下式表达：

$$Q_o = \sum_{i=1}^{N_e} \sum_{j=1}^{N_t} P(i,j) i Q_e(j/i) \tag{7-29}$$

式中 $Q_e(j/i)$——当实动车铲比为(j/i)时的挖掘机效率；其他符号代表意义同前。

三、计算实例

设露天矿要求的小时剥离量为 1300t/h，在册剥离电铲 2 台，汽车连续作业时小时效率为 625t/h，汽车小时利用率为 0.8，汽车出动率为 0.7，电铲出动率为 0.85，饱和车铲比为 2。试求所需在册汽车数及所达系统剥离量。

按传统的均值方法求解所需汽车数(N_t)为

$$N_t = \frac{1300}{625 \times 0.8} \times \frac{1}{0.7} = 3.71$$

即若有 4 台在册汽车即可满足生产要求。

用概率方法计算，按式(7-29)中参数，分三步做出三个表格以便清晰表达计算过程。

1) 求出铲车同时作业台数概率分布矩阵 $P(i,j)$，如表 7-4 所示。表中零行及零列数字略去。

表 7-4 $P(i, j)$ 矩 阵

i \ j	1	2	3	4	合 计
1	0.019	0.067	0.105	0.061	0.252
2	0.055	0.191	0.297	0.173	0.716
合 计	0.074	0.258	0.402	0.234	

2) 求出铲车出动台数不同时的小时产量矩阵 $Q(i,j)$，见表 7-5。

表 7-5 $Q(i, j)$ 矩 阵

i \ j	1	2	3	4
1	500	1000	1000	1000
2	1000	1000	1500	2000

3) 将以上两矩阵对应元素相乘，得系统产量矩阵，如表(7-6)所示。

表 7-6 系 统 产 量 矩 阵

i \ j	1	2	3	4	合 计
1	9.5	67.0	105.0	61.0	242.5
2	27.5	191.0	445.5	346.0	1010.0
合 计	37.0	258.0	550.5	407.0	1252.5

最后求得系统总剥离能力为 $Q_o = 1252.5$t/h，不能满足计划剥离量 1300t/h 的要求。

将在册汽车数 N_i 增至 5 台，重新进行上述计算，得系统总剥离能力 $Q_o = 1447$t/h，方可满足计划要求。

第八章　矿山运输设备的优化调度

第一节　概　　述

生产调度是矿山作业过程的重要管理环节，通过生产调度组织协调各个生产环节及工序，对矿山设备、人员、材料、动力等进行统一调配，以实现矿山生产计划的要求并提高经济效果。运输设备的合理调度，是矿山调度工作的核心部分，本章将着重讨论运输设备的合理调度问题。

一、露天矿调度方式的历史回顾

调度方式主要针对机动运输工具（如铁道列车、卡车等）而言，基本的调度方式不外两种：

1）固定配车　即在作业班内，某台运输设备基本固定为某采区或某台采掘设备服务。

2）机动配车　运输设备卸载后返回哪个采区（或哪台采掘设备）是不固定的，而是根据作业系统的动态变化而灵活调配。

此外，在一个露天矿中也可能存在部分采区固定配车、部分采区机动配车的联合调度方式。

在铁道运输的露天矿，大致有如下情况：

（1）对于货流集中程度较高的总沟开拓或组沟开拓系统，一般采用机动配车。在这种情况下，由于列车运行周期长，到来先后随机性强，如采用固定配车将导致采运设备相互等待时间延长，甚至堵塞运输系统。我国采用铁道运输的海州、抚顺等露天矿对此都具有丰富经验。

（2）对于货流分散的单沟或组沟开拓系统，有时采用固定配车。例如山坡露天矿的独立剥离台阶，在就近的山坡排土场排土，我国南芬铁矿等曾有此情况；又如采用多斗挖掘机铁道运输剥离表土台阶，德国有此实践。

对于卡车运输的露天矿，情况有所不同。长久以来，卡车运输矿山一般都沿用定铲配车制。这样做，组织管理比较简单；也有利于采掘环节与运输环节协同努力提高系统效率。但实践证明，这种配车方式往往造成忙闲不均现象，有时挖掘机前卡车排成长队，有时则挖掘机长时欠车；当挖掘机或卡车临时发生故障时，对系统作业亦产生不利影响。

二、露天矿卡车自动化调度系统的崛起

随着通讯设备及计算机技术的迅速发展，七十年代出现了一些卡车自动调度的露天矿山，如美国的 Cyprus Pima 矿，南非的 Palabora 矿，加拿大的 Mount Wright 矿，保加利亚的 Medet 矿，美国的 Tyrone 矿等。

这些矿山条件各不相同，其实行机动调动的目的与准则也有所不同。例如在 Tyrone 矿，是一个具有多装载点及多卸载点的分散运输系统，调度的主要目的是选择卡车合理运行路线，调度准则则是力求减少卡车总的运行时间及卡车出动数量。对于 Palabora 矿则

情况不同，该矿有多种类型的电铲，每班各台铲计划产量都是既定的，以此来确定各台铲的优先性次序，按优先性次序调度配车，调度准则是使优先性强的电铲等待时间最短，而不考虑运输距离的大小。

八十年代卡车自动化调度系统有了更快的发展，至八十年代末期，全世界已有二十余个矿山采用了自动化或半自动化的卡车调度系统。

美国 Modular Mining Systems 公司开发的 DISPATCH 系统应用较广，已投入生产的矿山概况如表 8-1 所示[21]。

表 8-1

序　号	矿　名	所　在　地	系统效率提高率
1	Bong	南比利亚	10%
2	Bougainville	巴布新几内亚	13%
3	Chino	美国新墨西哥州	13%
4	Cerrejon	哥伦比亚	—
5	Empire	美国密执安州	10%
6	Carol Lake	加拿大纽芬兰	23%
7	Mount Newman	西澳大利亚	—
8	Morenci	美国亚利桑那州	—
9	Tyrone	美国新墨西哥州	11%
10	Palabora	南　非	7%
11	Quintette	加拿大哥伦比亚省	10%

这些矿山都配备了自动化或半自动化的卡车调度系统，其投资额约为 60 万至 360 万美元。随着调度系统微机化的发展，这种投资将会大幅度下降。

由表 8-1 可见，多数矿山在采用自动化卡车调度系统后，系统效率可提高 7～13%，有的矿高达 23% 之多。这样大幅度提高系统设备效率及采剥产量，意味着大量节约生产费用，获得更多盈利，从而可迅速回收调度系统投资。实践证明，少则数月，多则 1～2 年即可完全回收系统投资。实际上，只要建立调度系统后能提高系统产量 3～5 %，即为经济合理。

自动化调动系统的效果只有在系统中采运设备总数较多时才能充分显露出来。根据经验，系统中有 4 台以上挖掘机及多个卸载点时，可明显提高效率，并很容易回收投资。

采用自动化或半自动化卡车调度系统一般可取得下述效果：

(1) 提高系统产量及设备效率；

(2) 有利于矿石质量的搭配；

(3) 提高生产统计报表的速度和准确度；

(4) 有利于设备的自动化监控。

第二节　挖掘机-卡车自动化调度系统

一、卡车调度系统实例

下面介绍国外几个露天矿自动化程度不同的卡车调度系统，它们具有相当的代表性。

1. 帕拉布多露天铁矿[22]

该矿位于澳大利亚西北部的皮尔巴拉山区。年产矿石 1500 万 t，采剥总量 3000 万t。系统中有 9 台 9.2m³ 电铲，27 台 154 t 卡车。调度室采用 HP1000系列小型机作为工作站，其硬件配置如图 8-1 所示。

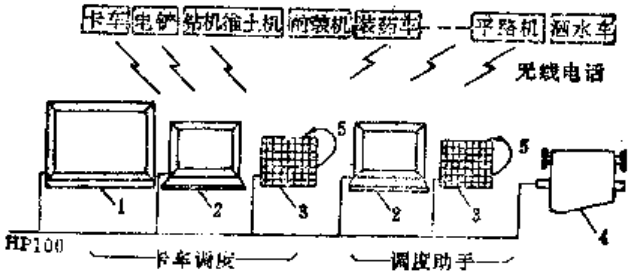


图 8-1　帕拉布多调度系统的硬件配置

1—高分辨率彩色图象显示器；2—显示终端；3—数字化仪；4—打印机；5—光笔

矿山所有设备均配有无线电话。调度工作由调度员用无线电话来控制。计算机则起辅助作用，其功能如下：

(1) 记录司机的作业报告，如设备状态、地点、作业性质和项目、工时利用、停工影响及故障原因等；

(2) 对记录进行数据处理，统计与传输；

(3) 监控采场与设备动态及任务完成情况；

(4) 输出日生产报表。

高分辨率彩色显示器显示电铲与卸载点之间的卡车运行状态。数字化仪用作输入设备。

2. 帕拉鲍拉露天铜矿[28]

该矿位于南非，日产矿石 6.3万 t，废石17万 t。系统中有 4.6～13.8m³ 的电铲共计 9 台，59t、90t 及 150t 卡车共计 67台。调度系统的硬件组成见图 8-2。该调度系统于1973年建成并在七十年代及八十年代前期使用。

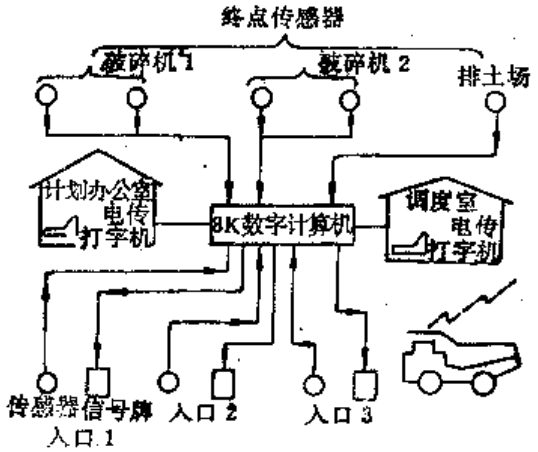


图 8-2　帕拉鲍拉露天矿计算机调度系统

电传打印机、传感器和显示牌都用电缆与计算机连接，三种车型各有识别频率：100kH、106 kH 和 112kH。当卡车驶进采场入口距传感器 8m 时，传感器接受到卡车的信号，对频率作出分辨后传送给计算机，使计

算机得知卡车的吨位。随即计算机把调度指令发送到距采场入口传感器 10m 处的大型显示牌上显示，调度原则是把卡车派给优先率最高的电铲。

卡车驶进所配电铲时，司机看到醒目地挂在电铲上的物料去向标志。装在破碎站和排土场入车道路旁的传感器既能检测卡车位置，又能进行记录，把到来的物料量累加起来，并能识别卡车是否运错了地方。

卡车和电铲故障，及电铲作业条件的变化等，由调度员干预。他通过电传打字机把故障电铲从程序中抹去，或新加修理后投入使用的电铲；也可以改变电铲的生产率。可以给某台电铲增派卡车或调离卡车。还可以通过显示牌把某台卡车调去修理，安排卡车加油、换轮胎或作其他服务项目。班末时，计算机自动打印出生产报告。

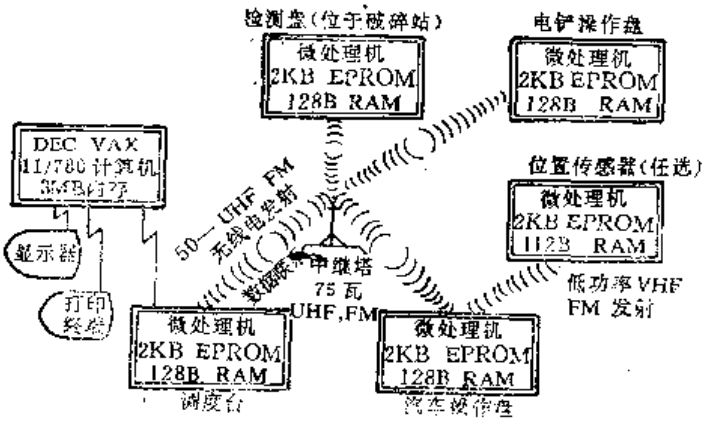


图 8-3 带龙露天矿汽车调度系统

3. 带龙露天铜矿[24]

该矿位于美国新墨西哥州。于 1980 年 1 月完成了名为 DISPATCH 调度系统的安装、调试，1981 年 3 月正式使用。DISPATCH 系统的硬件组成见图 8-3。

系统设备主要有：

VAX11/780 计算机一台，3MB，装在矿办公室；

RS-232 通路四个，通过电缆与 3.2km 外的调度楼相连；

DEC VT 100 显示终端(CRT)两个，分别与 RS-232 相连(960 波特)形成 DISPATCH 的主控台；

中继塔一座；

每台电铲、卡车和破碎机都装有 Motorola 微处理机和 Motorola Mitrek 高频无线电。后者通过中继塔与主控台联系。

调度方法是先用线性规划选取卡车的最佳路线。具体的派车则在考虑当前预计的卡车和电铲利用的情况下，力图实现由线性规划求出的路线优化策略。

有关电铲和卡车装运循环组成的信息由司机经无线电与计算机联系，以供连续评价和控制。卡车司机在破碎机处和排土场使用车上操作盘询问配车点，调度指令在操作盘上显示，直到下次配车指令来到显示才改变。装载结束时，电铲司机使用操作盘向计算机报告物料类型。计算机则把去往何处卸载点的指令下达给卡车。通过车上操作盘传递的信息还有：到达矿内指定的地点、电铲装载、闲置、故障、故障排除、加油量等。调度员还可经主控台向 DISPATCH 系统输入某些赋值，例如特别调配、排土场的启用和关闭、线路故障、改错等。日常调度工作全由 DISPATCH 系统来完成，使调度员能集中精力去处理日常性事务以外的重要事情。

4. 赖特山露天铁矿[25]

该矿属于加拿大东北部拉布拉多半岛上的魁北克-卡提尔采矿公司。1979 年 4 月完成了名为 ATID (Automated Truck Identification and Dispatching)的自动化卡车调度系统。

ATID 系统由卡车自动测位和识别、通讯联络、计算和显示三个主要部分组成。自动测位和识别部分由 23 个测位器组成，分别安装在路边测位点、排土场和电铲上；通讯联络部分由车辆上的电子车况监测装置、卡车显示装置、移动式无线电台、中继站、编码/译码器和基地通信设备等组成；调度中心由计算机、打印终端、调度和显示终端等组成。

测位器的电源是干电池，每隔 0.7 秒钟连续发射独特的位置代码信号。当卡车卸完矿岩进入空车运行距第一个路边测位器 70 m 左右时，开始接收测位器发出的信号，并存于存储器中。每隔 3 ～ 5 秒钟，中心计算机通过数字通讯装置向卡车询问。取自存储器中的最新位置代码连同其他机械监测信息，通过数据通道一并返回中心计算机。计算机立即输入，并进行最优调度计算，产生派车指令，存于存储器中。下一次询问时该指令自动发给这辆卡车，在车上译码和显示。指定卡车去的可能是目的地，也可能是判定点。卡车到达装载点的监测是由装在电铲上的测位器来完成的。装载完毕，由电铲司机向调度中心报告物料种类，同时把这一信息通知卡车司机，这样要去的卸载点也就确定了。因此 ATID 系统不参与重车调度。卡车到达卸载点时，由路边测位器探测其到达。卡车卸载完毕，进入下一装运循环。

ATID 系统可有其他一些功能。如产生工作报告、设备机械状况监测、防碰撞、监控卡车的路线错误和延迟、加油、就餐、换班、例行维修调度等。这一类型的调度系统可参看图 8-4。

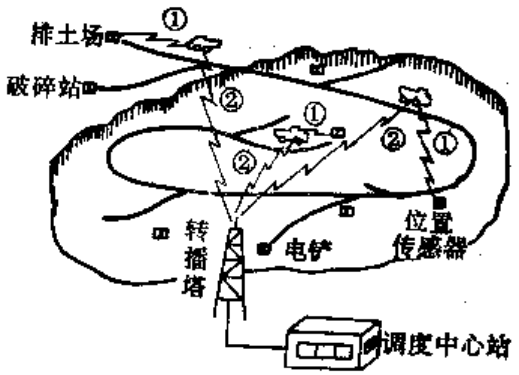


图 8-4

①—卡车由位置传感器接受信息
②—卡车接受调度中心的定时询问及指令

二、卡车调度硬件系统概述

目前已有的卡车调度硬件系统，按其自动化程度不同可归纳为以下几类：

(1) 模拟人工调度的简易调度盘调度系统：其实例有美国的 Cyprus Pima 露天铜矿；

(2) 计算机辅助调度系统：典型实例见上述澳大利亚帕拉布多露天铁矿；

(3) 半自动化调度系统：上述南非的 Palabora 露天铜矿系统可做为典型代表；

(4) 自动化调度系统：上述加拿大 Mount Wright 露天铁矿系统具有较高的自动化程度。

卡车调度系统中的通讯技术，目前以无线电通讯为主，有线通讯亦有所采用。此外，还提出了红外线通讯技术与无线电通讯相结合的方式。

由露天矿机动设备向调度中心发送的信息，除装载物料类型、卡车运行参数、驶往目标等信息外，卡车所在位置一般由信号柱(路边传感器)来自动提供。信号柱分布于各装、卸点及运输系统必要地点，其信号的传输是通过无线传感系统或红外线传感系统来实现的。按照卡车与信号柱信息传输方向的不同，可分为两种基本传输方式[26]：

1) 卡车-信号柱-中继塔-调度中心（见图 8-5） 此时卡车上所有信息均经信号柱传输，对信号柱设备要求高，可称之谓“智能信号柱”(Intelligent sign post)。它适用于车队卡车总数不超过 25 台的露天矿。

2）信号柱-卡车-中继塔-调度中心（见图 8-6）

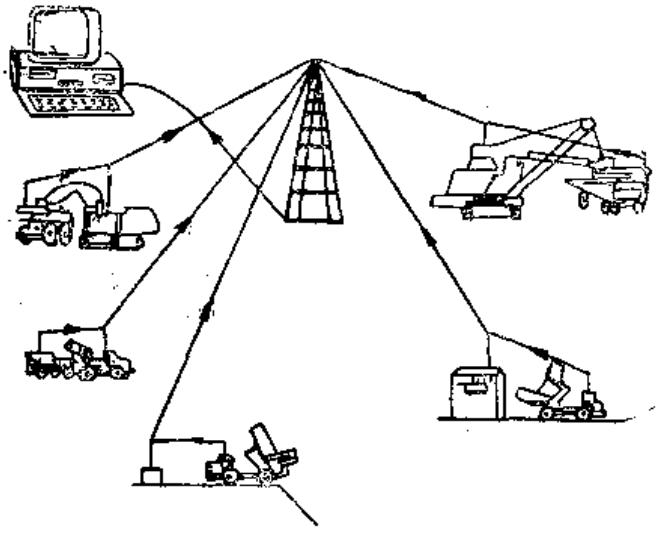


图8-5　卡车-信号柱-中继塔-调度中心系统

在这种情况下，信号柱仅将其所在位置传输给卡车，设备较为简单，称为“非智能信号柱”（Non—intelligent sign post）。适用于车队车数多（大于 20 台）的条件下。

调度通讯信息最终汇入调度中心的计算机系统，由计算中心对各种信息自动加工处理，然后反馈调度指令给露天矿各种设备。早期建立的系统一般采用小型机做为调度主机，往往没有备用机，一旦发生故障则系统停止运转。近年由于微型机的迅速发展，其功能大有提高，造价低廉，使用方便，已有取代小型机之势。当采用微型机做为调度主机时，一般设置备用机，可保证调度系统不致因临时故障而间断。

三、调度硬件系统总体配置方案选择

我们曾针对一个拥有 8 台电铲、50 台卡车的中型露天煤矿进行研究，根据调度系统的通信设备和工作方式的不同，提出如下五种总体方案[注]：

方案一：无线电话通讯调度系统，硬件配置如图 8-7 所示。

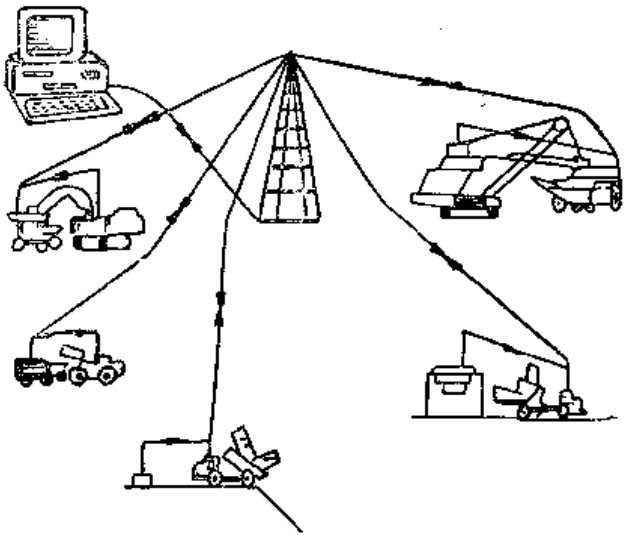


图 8-6　信号柱-卡车-中继塔-调度中心系统

矿山设备均配有无线电话。司机用无线电话向调度中心报告作业内容，主要包括设备状态、地点、作业性质、物料类型、工时利用、故障原因等。由调度员把这些信息用数字化仪输入给计算机，计算机记

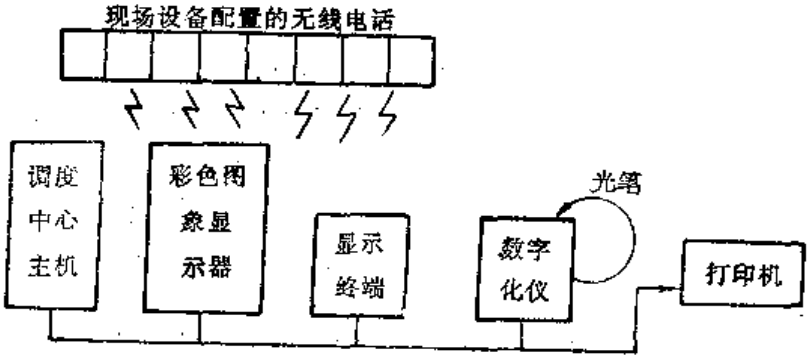


图 8-7　方案一的硬件配置

[注]　此项工作由才庆祥、徐钊等同志参加研究。

录后再进行数据处理、统计与传输。调度员还可以通过数字化仪在显示屏上调出各类设备或采场的动态表，也可以查询故障与停工的原因。可按要求由打印机及时准确地输出班、日、月生产报表。彩色显示器显示电铲与卸载点之间的卡车运行图。调度指令仍由调度员通过无线电话下达。

方案二：有线通讯调度系统，硬件配置见图 8-8。

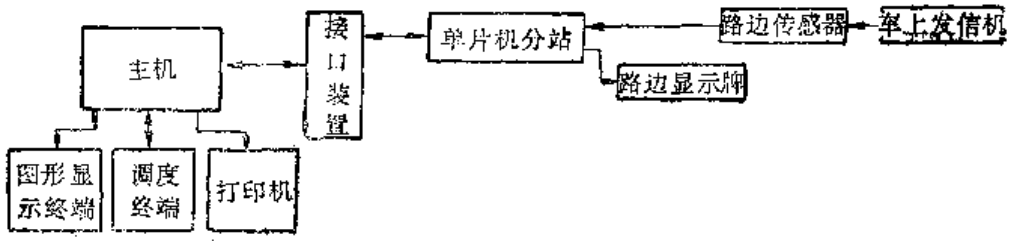


图 8-8　方案二的硬件配置

在采运系统内设置若干个单片机分站，每个分站可带 4～6 个路边传感器和 2 个路边显示牌，用电缆相互联接。单片机分站与主机也用电缆联接。车上发射机连续不断地发射出有车号代码的信号，当行驶到路边传感器一定距离以内时，传感器便开始接收这种信号，连同位置代码一并传输给计算机，以此来监控卡车位置。计算机发出的指令在路边显示牌上显示。这样就要求传感器和显示牌之间相距一定距离。卡车驶近显示牌时，司机向外瞭望便从显示牌上看到调度指令。图形显示终端的作用与方案三相同。

方案三：路边传感无线数字通讯调度系统，硬件组成如图 8-9 所示。

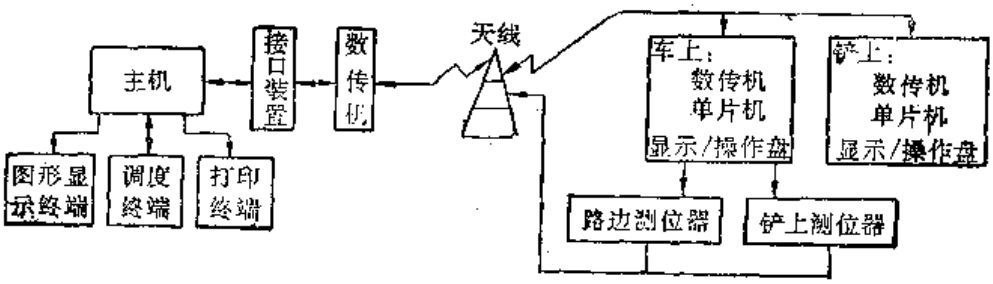


图 8-9　方案三的硬件配置

测位系统的工作原理是由卡车连续发出有车号代码的信号，当驶进或经过信号柱时，信号柱上测位器便接收这种信号，连同位置代码一起传输给计算机。这样就要求电铲上和路边信号柱都由数传机和单片机组成。现场的作业信息由司机用操作盘以数字通讯的方式向调度中心传输，计算机发出的各种调度指令也以数字通讯方式传输，并在显示盘上显示给司机。主机把由车流规划模块得出的到达某装(卸)点卡车要走的路径、由测位系统得到的当前卡车位置和实时调度指令等信息传输给图形显示终端，该终端便可对采运设备进行动态的实时图形显示。

方案四：车载无线数字通讯调度系统，硬件配置见图 8-10。

电铲或卡车与中心计算机之间的信息是以无线数字通讯方式相互传递。卡车司机在排土场或运行途中用卡车上操作盘向主机要求派车指令，主机发出的调度指令以灯光显示的方式显示在操作盘上，直到下次指令来到时才消失。装载结束时，电铲司机通过操作

盘向计算机报告新装物料类型，计算机则把恰当的卸载点通知已装载的卡车。图形显示终端的作用与方案三相同。

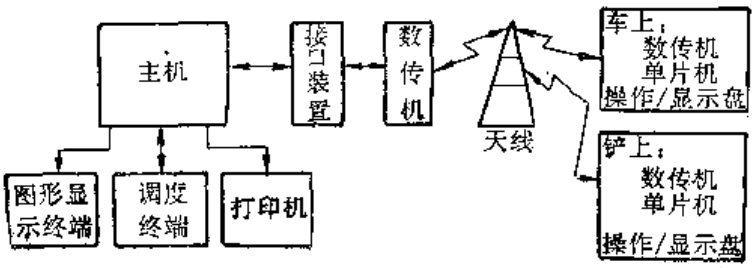


图 8-10　方案四的硬件配置

方案五：自动测位车载无线数字通讯调度系统，硬件配置如图 8-11 所示。

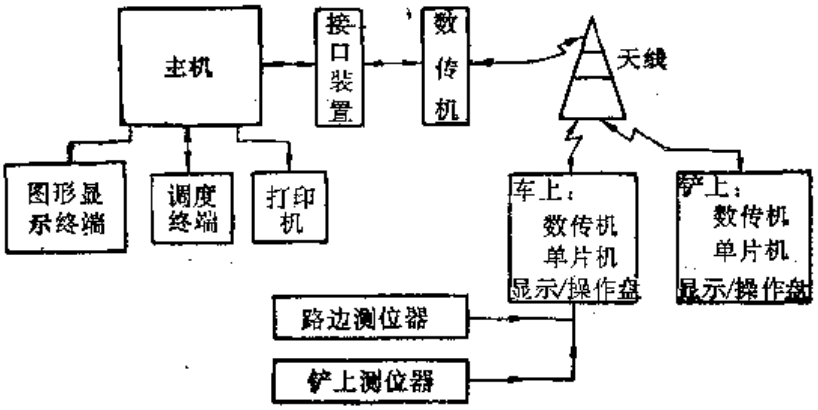


图 8-11　方案五的硬件配置

路边测位器连续发射位置代码，其电源用太阳能或干电池。当卡车驶近测位器时，车上无线电台接收这一信号，然后传输给计算机。调度中心以此来监测卡车位置。调度中心与现场设备之间的双向数字通讯方式及图形显示终端的作用与方案四相同。这种调度系统的空车调度点一般都设在采场（或采区）的出入沟口及一些交叉路口。测位器位置的设置应考虑到卡车经过测位器，到进入采场道路以前要有足够的时间接到调度指令。除异常情况外，不需调度员进行人工干预。

表 8-2　各方案优缺点综合对比

方　案	硬件配置	通 讯 方 式	主 要 优 缺 点
一	见图8-7	无线电话通讯	系统简单，适应性和可靠性大。自动化程度低，速度慢，功能差。
二	见图8-8	有线（电缆）传输通讯	信息传输容量大，速度快，相互干扰小，投资较低，系统工作可靠性大。采场内设备多，易丢失或损坏，信息交换少，调度工作灵活性差。
三	见图8-9	无线数字通讯	自动化程度高，信息传递快，功能全，工作方便灵活。自动测位系统造价高。
四	见图8-10	无线数字通讯	自动化程度较高，信息传输较快，可以进行实时优化调度。但不能自动监控卡车位置，车载设备需解决防碰问题。
五	见图8-11	无线数字通讯	自动化程度高，功能全，能自动监控卡车位置，相对投资不多。车载设备的可靠性同四。

该方案还可增设话音通讯部分，即必要时（如设备故障、计划外加油、停机、维修等）司机可与调度中心直接进行电话通讯。

对以上各总体配置方案进行对比分析，各方案的综合对比见表 8-2。

由此不难看出，方案一的自动化程度和调度功能低。方案三与方案五所用设备相近，主要区别是信息传递方向相反，如将卡车自动测位系统的信息传递方向改成测位器-卡车-计算机，方案三就成了方案五。方案四、五从通讯方式及信息传输方向属于同一类，其中方案四是车、铲与调度中心通过操作盘直接通讯，而方案五增加了自动测位装置，使通讯速度更快，自动化程度更高。

以上各种总体配置方案，可根据矿山条件、调度系统特点及要求，以及投资可能性等因素，综合研究，予以选择。

第三节　挖掘机-卡车优化调度准则及软件系统

一、调度目标及功能

由于不同矿山条件各异，对卡车调度系统的要求也不尽相同。一般情况下，调度系统的目标及相应的技术要求如下：

（1）提高采掘运输设备效率，挖掘生产潜力。借助于实时信息的及时传输及反馈，通过优化调度决策，可使采运设备得到充分利用，尽量缩减非作业时间及运行里程，提高设备效率。从而得到如下两种效果之一：保持原有出动设备数量，获得更高的系统产量；或者在保持原产量的前提下，减少出动设备数量。两种情况均将降低开采费用、提高经济效益；

（2）不少矿山都存在矿石质量搭配问题，通过卡车合理调度，可以使不同采区或出矿点的矿石搭配开采，以求达到计划要求的矿石品种及品位指标，同时尽量减少矿石搬运量及降低矿石加工（洗选、破碎等）费用；

（3）在矿山形成采掘、运输、排卸生产工艺过程的实时信息管理及决策支持系统。该系统应与矿山整个信息管理系统联网，成为其重要组成部分；同时又是相对独立的系统，其基本特点是信息传输的高度实时性，及相应的快速响应与决策支持；

（4）对矿山开采设备及生产过程进行实时监测。在挖掘机及卡车上装设监测设备，以随时监测卡车载重量，铲斗装载量，自动记录设备工作参数如液压、温度、电流及超限报警，记录卡车油料、轮胎、部件的消耗量。同时对各台开采设备的作业地点及状况也可随时掌握，以便及时做出处理；

（5）生产系统统计报表的自动形成。利用高效率的通讯系统及计算机系统可以非常方便地进行生产统计及定时输出所需指标报表，且较之人工调度系统远为详尽、迅速而精确。尤其是采运设备的作业过程可以实时记录，更为人工记录所不及；

（6）可以对生产系统进行系统模拟及系统预测。建立调度系统模拟模型是进行系统预测的重要手段。例如，某台电铲作业位置的改变，某条运输道路的开通，某个卸载点的启用等，将对整个系统的效果产生什么影响？都可以从系统模拟中得到回答。这对于短期生产计划及调度的优化决策也是非常重要的。

二、采掘运输系统分类及卡车调度步骤

矿山地质及生产状态是多种多样且不断变化的，调度系统及调度方法的选择应与之

相适应，否则就会无的放矢，难以收到实效。为此，我们将实践中出现的各种各样采掘运输系统归纳为如下三大类，以利于调度方法的选择[27]：

1. 单出口集中运输系统

在这种系统中，矿岩货流在露天矿场内由各装载点逐一汇集至运输干线，然后运至地面，再分别发往卸载点。典型的情况是总沟开拓系统，而在组沟开拓情况下，对于一组沟道所属运输系统也可以看作一个相对独立的单出口集中运输系统。这种系统对于大、中型露天矿是很普遍的情况，尤其在深凹露天矿条件下更是如此。

在集中运输系统下，存在着大量的货流汇合及分散现象，并贯穿于生产过程的始终。例如在图 8-12 所示系统中，就经常存在着于线空车配往哪台电铲及剥离重车配往哪个排土场的实时调度问题。

2. 多出口分散运输系统

在这种系统中，设有多个卸载点，由各装载点发出的重车，依据就近原则向不同卸载点调配。这种系统常见于山坡露天矿场，沿山坡或谷地可以就地排弃废石的情况下，如图 8-13 所示。深露天矿单斗-汽车-破碎机-胶带 半连续工艺系统中设有多个卸载点时亦可能显现这种类型的特点。

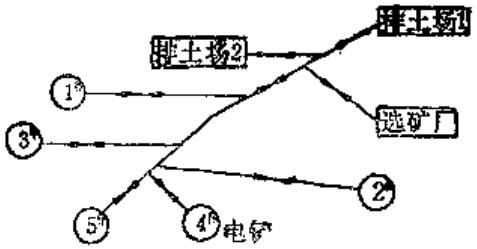


图 8-12 单出口集中运输系统

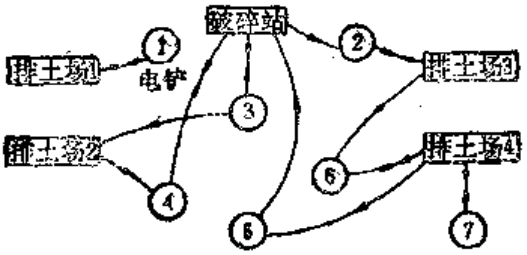


图 8-13 多出口分散运输系统

在多卸载点分散运输系统条件下，用线性规划方法可以规定车流的流向及流量，但只要系统中存在从某一节点向其他节点分流的情况，就仍然存在该节点车流的实时调配问题。例如在图 8-13 中，从破碎站发出的空车，可有三种选择；从 3 号排土场发出的空车可有两种选择；从 4 号排土场发出的空车，可有三种选择等。

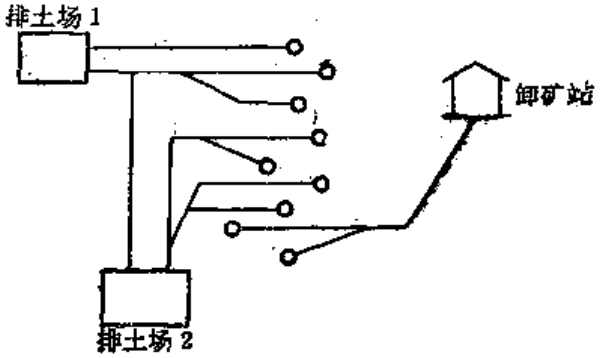


图 8-14 混合式运输系统

3. 混合式运输系统

这种运输系统是以上两种类型的混合系统。图 8-14 为其一例。

露天矿卡车优化调度工作可分两步实现：

(1) 卡车流向流量的优化调配；

(2) 卡车运行的实时调度。

以上第一步一般通过线性规划方法解决；第二步则可根据实际情况采取一定的调度准则及优化算法。

对于多出口分散式运输系统或者包含有部分分散式运输系统的混合式运输系统，以

上两个调度步骤是不可缺少的；而对于单出口集中式运输系统，车流调配这一调度步骤有时是不必要的，因此往往可以略去，而集中于卡车实时调度的优化。

三、车流的优化调配

在多装载点及多卸载点条件下，矿山运输道路系统形成一个含有若干结点的运输网络。由特定装载点经何路径向哪一个或哪几个卸载点配车，存在着优化选择问题；反之由特定卸载点经何路径配往哪一台或哪几台装载机械，优化选择问题然依存在。总之，存在车流流向及流量的优化分配问题。

目前车流调配问题一般采用线性规划方法解决。J. W. White 等人对此做了较多研究，多次提出线性规划配车模型[24,28]，国内近年对此亦有不少研究成果出现。

1. 线性规划数学模型的优化目标及约束条件

在线性规划数学模型中，重车车流调配与空车车流调配一般是综合考虑的。优化目标可为

(1) 卡车总运输功最小，或卡车总运距最小。后者是前者的简化形式；

(2) 出动卡车数最少；

(3) 总生产费用最低。

车流规划约束条件一般有

(1) 矿山剥采产量约束；

(2) 挖掘机装载能力约束；

(3) 卸载点卸载能力约束；

(4) 可用卡车总数；

(5) 矿石品种搭配约束；

(6) 矿石质量中和约束。

2. 车流调配数学模型示例[20]

$$\begin{aligned}\min N_T = &\sum_{i=1}^{N_1}\sum_{j=N_1+1}^{N_2}(T_{ij}+L_j+Q_j)X_{ij}\\ &+\sum_{j=N_1+1}^{N_2}\sum_{i=1}^{M_w}(T_{ji}+D_i)X_{ji}\\ &+\sum_{j=N_2+1}^{N_3}\sum_{i=M_w+1}^{N_1}(T_{ji}+D_i)X_{ji}\end{aligned}\qquad (8\text{-}1)$$

式中 N_T——运载系统中汽车数，台；

X_{ij}——从卸载点 i 到装载点 j 的车流密度，台/h；

T_{ij}——从卸载点 i 到装载点 J 的运行时间，h；

Q_j——汽车在装载点 j 处的等装(包括调车)时间，h；

X_{ji}——从装载点 j 到卸载点 i 的车流密度，台/h；

D_i——在卸载点 i 处的汽车卸载时间，h；

N_1——M_w+M_C

N_2——$M_w+M_C+N_w$

N_3——$M_w+M_C+N_w+N_C$

M_w——剥离物卸载点数，个；

M_o——矿石卸载点数，个；

N_w——剥离物装载点数，个；

N_o——矿石装载点数，个。

式(8-1)中的第一项为处于空运、等装(包括调车)，装载状况的汽车数；第二、三项为处于重运和卸载状态的汽车数。目标函数是：在满足一定产量和其他约束条件下使矿山的实动汽车数为最少。

约束条件：

1)车流连续性约束

$$\sum_{j=N_1+1}^{N_2} X_{ij} - \sum_{j=N_1+1}^{N_2} X_{ji} = 0 \qquad i=\overline{1, M_w} \tag{8-2}$$

$$\sum_{j=N_1+1}^{N_2} X_{ij} - \sum_{j=N_1+1}^{N_2} X_{ji} = 0 \qquad i=\overline{(M_w+1), N_1} \tag{8-3}$$

$$\sum_{i=1}^{N_1} x_{ij} - \sum_{i=1}^{M_w} x_{ji} = 0 \qquad j=\overline{(N_1+1), N_2} \tag{8-4}$$

$$\sum_{i=1}^{N_1} x_{ij} - \sum_{i=M_w+1}^{N_1} x_{ji} = 0 \qquad j=\overline{(N_2+1), N_3} \tag{8-5}$$

式(8-2)至式(8-4)分别为排土场、卸矿点、剥离电铲和采矿电铲处的车流连续性约束。

2)电铲挖掘速率约束

$$\sum_{i=1}^{M_w} x_{ji} \leqslant R_j \qquad j=\overline{(N_1+1), N_2} \tag{8-6}$$

$$\sum_{i=M_w+1}^{N_1} x_{ji} \leqslant R_j \qquad j=\overline{(N_2+1), N_3} \tag{8-7}$$

式中，R_j——第 j 台电铲的挖掘能力，车/h。

式(8-6)、(8-7)分别为剥离电铲和采矿电铲的生产能力约束。

3)矿石产量约束

$$\sum_{i=M_w+1}^{N_1} \sum_{j=N_1+1}^{N_2} x_{ji} \geqslant CP \tag{8-8}$$

式中：CP——为完成额定年产矿石量所需的单位时间的运矿车流量，车/h。

4)剥采比约束

$$-\Delta V \leqslant \sum_{j=N_1+1}^{N_2} \sum_{i=1}^{M_w} x_{ji} - (P_o/P_r) \cdot SR \sum_{j=N_1+1}^{N_2} \sum_{i=M_w+1}^{N_1} x_{ji} \leqslant \Delta V \tag{8-9}$$

式中：P_o——汽车的装矿量，t；

P_r——汽车的装岩量，m^3；

SR——生产剥采比，m^3/t；

ΔV——剥离产量容差，m^3/h。

5)矿石质量搭配约束

$$Q_{LR} \leqslant \sum_{i=M_w+1}^{N_1} \sum_{j=N_1+1}^{N_2} Q_{Kj} \cdot x_{ji} \Big/ \sum_{i=M_w+1}^{N_1} \sum_{j=N_1+1}^{N_2} x_{ji} \leqslant Q_{uk}$$

$$k=\overline{1,N_h} \tag{8-10}$$

式中：Q_{lk}——要求的第 k 个矿石质量搭配参数下限值；

Q_{kj}——第 j 个装矿点处的第 k 个矿石质量参数值；

Q_{uk}——要求的第 k 个矿石质量搭配参数的上限值；

N_k——要求进行矿石质量搭配的质量参数个数。

6）卸载点能力约束

$$\sum_{j=N_1+1}^{N_3} x_{ji}\leqslant W_i \qquad i=\overline{1,M_w} \tag{8-11}$$

$$\sum_{j=N_1+1}^{N_3} x_{ji}\leqslant Z_i \qquad i=\overline{(M_w+1),N_1} \tag{8-12}$$

式中 W_i——第 i 个排弃点的计划排弃量，车/h；

Z_i——第 i 个卸矿点的处理能力，车/h。

7）非负约束

$$X_{ij},\ X_{ji}\geqslant 0 \qquad i=\overline{1,N_1},\qquad j=\overline{(N_1+1),N_3} \tag{8-13}$$

该模型的最优解是汽车实时调度的基础，目标函数值即为矿山当前的实动汽车数。模拟中的变量系数采用时间参数，具有准确、易得等优点。在调度系统使用的初期，或当运输系统发生变动时，可用专门的计算机程序自动选出装、卸点之间的最短路径，计算其汽车运行时间和运距，并给出汽车所经过的路段号。待调度系统正常工作后，所有时间参数均可以从调度系统的统计资料中得以核实。

四、实时调度的优化

在以上的车流调配步骤中，规定了作业班内车流的流向与流量分配。在系统作业过程中，尚存在着实时调度（Real time dispatching）任务，即在系统运行的每时每刻，根据系统状态的动态变化，进行卡车的合理调配。这里同样存在着重车调度与空车调度问题，而其中空车调度的优化往往更有潜力可供挖掘。

1. 实时调度准则综述

针对不同矿山条件及各自的调度目标，人们提出了各种各样的调度准则与调度方法。我们将其归纳为两组：

第一组：该组中不同调度准则的共同目标是按照既定的车流调配计划尽可能在实时调度过程中予以实现。这种车流调配计划可以是上述线性规划的结果，也可由其他方法所得。例如根据采场条件及矿山工程要求对各台挖掘机事先安排一定产量及配车优先权。下面是若干有代表性的调度准则。

1）J. W. White 等人开发了一个两阶段算法，其第一阶段是用线性规划模型做车流调配，第二阶段则用动态配车算法调度空车，考虑如下两方面因素[28]：

（1）各台挖掘机的优先权系数；

（2）根据不同道路分支上计划完成情况，计算优化配车时刻：

$$A(i)=H(i)/P(i) \tag{8-14}$$

式中 $A(i)$——向第 i 支路优化配车时刻，h；

$H(i)$——第 i 支路已配运输量，t；

$P(i)$——车流规划所规定的第 i 支路小时计划车流量，t/h。

其实质是向完成计划最差的支路先配车。

2) J. Elbrond 等人提出了一个综合计划与调度程序，先用非线性规划优化卡车调配作业计划，其后的实时调度程序中则对当前待调度的卡车及其后继 10 至 15 辆卡车计算卡车等待时间及电铲欠车时间，使其与作业计划值偏差平方和为最小，从而得出优化调度对象[30]。

3) 习永峰等人建立了一个调度模型，继多目标线性规划分配车流后，在实时调度中采用"最小比值方差"来实现优化调度[31]。

$$j^* = j\min_{i,j}\left\{\frac{X_{ij}}{X'_{ij}} - \bar{X}\right\} \tag{8-15}$$

式中 j^* ——卡车调往优化目标号；

X_{ij}——由始点 i 到终点 j 的班计划车流量；

X'_{ij}——某一时刻由始点 i 到终点 j 已配车流量；

$\bar{X}$ ——计划完成比值均值

$$\bar{X} = \left(\sum_i \sum_j \frac{X'_{ij}}{X_{ij}}\right) \Big/ N_0$$

N_0——不等于零的 X_{ij} 个数。

这种调度准则是基于如下原理：只要按照线性规划的班车流分配比例组织实时调度，即可达到线性规划优化目标。

第 2 组：本组所列各种调度准则都是以尽量充分发挥采运设备效率为其优化目标的。围绕着减少等待时间、提高设备利用率，有代表性的优化调度准则如下。

1) 优先卡车原则

优先卡车的原则又分为下两种调度准则：

(1) 最早装载时间准则：从调度决策点将空车调往能最先装车的挖掘机，表达式为：

$$i^* = i\min_i\{\max(T_{ti}, T_{si})\} \tag{8-16}$$

式中 i^* ——卡车应调往的挖掘机号；

T_{ti}——卡车由配车点驶往挖掘机 i 的到达时刻；

T_{si}——挖掘机装完现有卡车(已调往该支路的卡车数)的时刻。

(2) 最小卡车等待时间准则：从调度决策点将空车调往能保证卡车等待时间最短的挖掘机，表达式为

$$i^* = i\min_i\{\max(T_{si} - T_{ti},\ 0)\} \tag{8-17}$$

式中代表符号同式(8-16)。

L. G. Hagenbach 考虑到各卸载点与各装载点的相对位置及其间运距不一，在计算中引入校正系数予以解决[26]。

其中卡车等待时间最小化准则在许多场合下能获得最佳效果；而装载时间最早化准则则只在卡车数量相对很少即供车条件相当紧张时才显出优势。

2) 优先挖掘机原则

例如从调度决策点将卡车配往挖掘机欠车时间最长的装载点，使挖掘机等待时间最小化，表达式为

$$i^* = i\max_i\{\max(T_{ti} - T_{si}, 0)\} \tag{8-18}$$

式中符号代表意义同式(8-16)。

这一准则显然适用于卡车数量较少的情况，当卡车数量充足时挖掘机将很少欠车。

3)最小饱和度调度。这是张幼蒂在1981年提出来的方法，该法综合考虑铲、车的有效利用，而以系统产量最高为优化目标。下文将予详述。

以上两组调度方法分别从实现既定车流调配计划及提高铲车利用程度的角度制定调度准则。在实时调度的实践中，这两方面因素有时是相当矛盾的。例如，按照既定计划某台电铲需要优先配车，但其供车程度却已饱和，如继续供车则会导致卡车长时等待。因此，出现了将以上两组因素综合考虑的调度方法，这里就不再详述了。

2. 最小饱和度调度准则

汽车的实时调度准则，应使系统中采掘与运输设备得到最有效的充分利用，从而达到在既定设备数量条件下获得最高的系统产量的目标。即

$$\max Q = \sum_{i=1}^{N_L} Q_{Li} = \sum_{j=1}^{N_t} Q_{tj} \tag{8-19}$$

式中 Q ——系统总产量；

Q_{Li}——第 i 台装载机械班产量；

Q_{tj}——第 j 台汽车班产量；

N_L——装载机械出动总数；

N_t——汽车出动总数。

所提出的汽车调度准则分两步叙述如下：

1)“最小饱和度”调度准则(MSD)

这一准则的实质，是将汽车配往具有最小“饱和”程度的挖掘机支线：

$$i^* = i \mid \min_{1 \leqslant i \leqslant N_L} \{D_i\} \tag{8-20}$$

式中 i^*——某一时刻空车待调往挖掘机号；

N_L——该配车点所属挖掘机台数；

D_i——由配车点至第 i 台铲的汽车饱和度。

汽车饱和度计算原理如下：

由配车点至第 i 台铲的“饱和”汽车数为

$$S_i = \frac{t_i}{t_{li}}$$

式中 t_i ——汽车由配车点到第 i 台铲的平均运行时间；

t_{li}——第 i 台铲平均装车时间。

由配车点到第 i 台铲的汽车饱和度为

$$D_i = \frac{N_i}{S_i}$$

式中 N_i——由配车点到第 i 台铲支线上的汽车数，包括正装及待装汽车，

$$N_i = \frac{t_{ri}}{t_{li}} + N_{ci};$$

t_{ri} ——第 i 台铲估计剩余装车时间；

N_{oi}——已分配给第 i 台铲的汽车数，不包括正在装载的一台。

可得卡车饱和度为

$$D_i = \frac{t_{ri} + N_{oi} \cdot t_{si}}{t_i} \tag{8-21}$$

这一准则适用于汽车数量可以较充分满足挖掘机需要的条件下。

2)"最小饱和度兼顾汽车运行周期"调度准则(MSDTC)或称"换算最小饱和度"调度准则

这一调度准则除考虑各台挖掘机供车饱和度不同以外，还考虑到在该时刻分配汽车至不同挖掘机后，由于挖掘机装车速度及汽车运行周期各不相同，从而影响到系统总产量的大小。为此，应给予装车速度快、汽车运行周期短的挖掘机位置以一定优先权。

当第 j 台汽车位于配车点且准备配往第 i 台铲时，其下一循环的生产率是

$$P_{ij} = \frac{Q_{ij}}{T_{oij} + W_i}$$

式中 Q_{ij} ——第 i 台铲对第 j 台车的平均装车重量；

T_{oij}——第 j 台车配到第 i 台铲装料的平均运行周期，包括装载时间，不包括等装时间；

W_i ——汽车在第 i 台铲等装时间。

以 k 表示某特定铲号(例如距配车点最远的挖掘机)。

令 $$P_{ij} = P_{kj}$$

即 $$\frac{Q_{ij}}{T_{oij} + W_i} = \frac{Q_{kj}}{T_{okj} + W_k}$$

得 $$W_i = \frac{Q_{ij}(T_{okj} + W_k) - Q_{kj} \cdot T_{oij}}{Q_{kj}}$$

令 $t_{wi} = W_i - W_k$，W_k 可取某定值，为方便取 $W_k = 0$

式中 t_{wi}——汽车等装时间允许增值(第 i 台铲相对第 k 台铲而言)。

由此修正汽车饱和度为

$$D_i' = \frac{t_{ri} + N_{oi} t_{si}}{t_i + t_{wi}} \tag{8-22}$$

式中 D_i'——第 i 台铲的"换算汽车饱和度"。

调度准则由下式表达：

$$i^* = i \mid \min_{1 \le i \le N_L} \{D_i'\} \tag{8-23}$$

式中符号代表意义同前。

注意，上式的应用条件为 $D_i < 0.9 \sim 1$，即通往第 i 台铲支线上汽车尚未饱和的情况下。

以上两种调度准则，第二种(MSDTC)应为更普遍的优化准则，而第一种(MSD)则可看作第二种准则的特例，可以在汽车数量相对装载机械较为充足的条件下单独采用。

综上所述，最小饱和度及换算最小饱和度调度准则可综合表述如下：

$$\begin{cases} i^* = i \mid \min\limits_{1\leqslant i\leqslant N_L} \{D_i\} & \text{当 } D_i > 0.9\sim1.0 \text{ 时} \\ i^* = i \mid \min\limits_{1\leqslant i\leqslant N_L} \{D_i\} & \text{当 } D_i \leqslant 0.9\sim1.0 \text{ 时} \end{cases} \tag{8-24}$$

3. 实例模拟研究[32]

模拟研究分两个部分，一个是模拟霍林河矿的现有运输系统(1987 年 5 月份的情况)，坑内有 8 台电铲，29 台卡车及 3 个卸载点，见图 8-15；另一个是模拟该矿达产 1000 万吨时的运输系统，其中包含 21 台电铲，84 台卡车和 7 个卸载点，见图 8-16。

调度分两个阶段：

(1) 首先用线性规划对车流进行优化分配，目标函数是使总的运输功为最小，即

$$\min Z = \sum_{I=1}^{M}\sum_{J=1}^{N} X(I,J)\cdot D(I,J) \tag{8-25}$$

式中 $X(I,J)$——Ⅰ号电铲至 J 号卸载点的卡车数；

$D(I,J)$——Ⅰ号电铲至 J 号卸载点的运输距离；

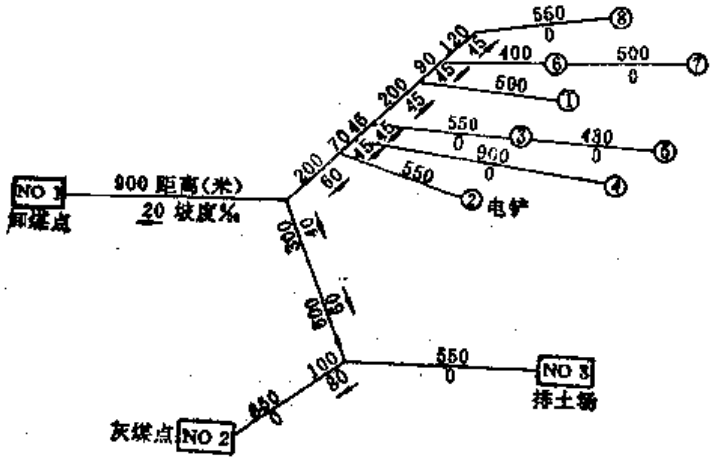


图 8-15 1987 年生产运输系统

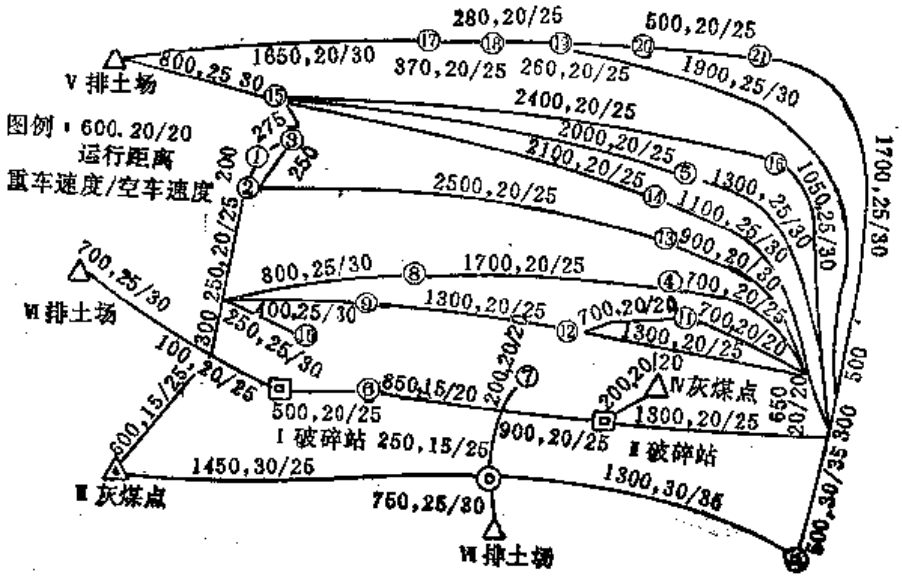


图 8-16 达产年生产运输系统

M ——电铲总数；

N ——卸载点总数。

(2) 实时调度，以 MSD(最小饱和度)和 MSDTC(兼顾卡车运行周期的最小饱和度)作为调度准则，并与固定配车的结果相比较。

调度模拟结果如表 8-3，按 1987 年情况(模拟 3 个班)和达产年情况(模拟 1 个班)比较。由表可知，最小饱和度调度明显优于固定配车。1987 年和达产年总产量提高率分别为 3.6%和 5.8%。电铲等车时间分别降低 5.1%和 42.1%，卡车等装时间分别降低4.6%和 54.4%。这表明，运输系统愈复杂(或者说电铲、卡车数量愈多)，机动配车的效果愈好。

表 8-3 调 度 模 拟 结 果

配车方式	(1) 固定配车	(2) MSD 调度	$\frac{(2)-(1)}{(2)}$ (±%)
总的装运车辆数(车)	2011/2113	2084/2236	+3.6/+5.8
总的电铲等车时间(分)	2519/1190	2391/689	-5.1/-42.1
总的卡车等装时间(分)	562/4029	536/1836	-4.6/-54.4

注：表中分子为1987年情况，分母为达产年预计情况

在模拟实验中，还对 MSD 与 MSDTC 两种调度准则进行了比较。根据卡车的流向(由线性规划得到)可将达产年的生产系统分成两个独立的部分，其中第一部分由V号卸载点和 9 台电铲[包括(5)、(14)、(15)、(16)、(17)、(18)、(19)、(20)号铲]组成，其余卸载点和电铲组成第二部分。

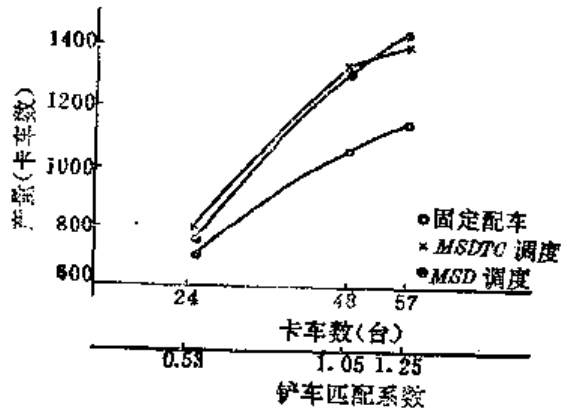


图 8-17 MSD 与 MSDTC 调度效果的比较

对于第二部分，通过变化卡车数可得到不同的模拟结果(模拟 1 个班)，如图 8-17 所示。由图可以看出，当车铲匹配系数等于 1 或大于 1 时，MSD 与 MSDTC 两种调度效果相差不多，但是当匹配系数小于 1 时，后者比前者有较好的指标，并且匹配系数愈小，这种趋势愈明显。

从以上研究结果可知：

(1) 与固定配车比较，机动配车明显地提高了设备效率及生产量，且车铲数量愈多，提高的幅度愈大；

(2) MSD 调度适用于卡车数量较充足的系统。反之，当系统中卡车数量不足时，MSDTC 调度能获得较好的效果。

若将设备故障随机发生的因素考虑在内，采用 MSD 及 MSDTC 调度准则还可获得更大调度效果。云浮硫铁矿的模拟研究证明了这一点[38]。该矿共有 8 台电铲，36 台卡车，设计年产矿石 300 万吨。在经过线性规划优化车流方向后，按照电铲优先率及 MSD 调度准则进行实时调度模拟计算。结果表明：如果不考虑设备随机故障，可节省 6 % 的卡车出动量；而若将采运设备随机发生故障纳入，则可节省16 %的卡车。

五、卡车调度软件系统及应用实例

1. 对软件系统的要求

一个实用的卡车调度软件系统，应具有如下主要功能：

(1) 优化调度功能。即按前述各种优化调度准则进行卡车调度，当采运系统发生变化时，能迅速适应；

(2) 信息管理功能。包括作业记录，数据处理，信息传输、及时查询，统计表报、图形显示，以及必要的人工干予等；

3. 模拟预测功能。通过采运系统模拟来检验系统运转效果，计算系统中有关参数，分析系统薄弱环节，研究改进措施；

4. 系统联网功能。卡车调度系统做为全矿信息管理系统的一个相对独立部份，与其他子系统又有密切联系，应彼此衔接，数据共享，利于统一管理；

5. 辅助功能。如对卡车加油、设备维修、交接班、就餐及辅助设备的调度等。

对于调度软件系统的技术要求是：反应迅速；使用方便；数据安全；系统可靠；维护容易。

2. 软件系统开发实例

"DISPATCH"系统是目前世界上应用较广的卡车调度软件系统。它是一个模块式的结构化软件系统，主要包括下列子系统[84]：

(1) Global Data Base 即总数据库；

(2) PITSET 子系统，描述矿场形状和系统配置及其动态修正，也可用来为系统模拟及生产预测设计新系统；

(3) UTILITY 子系统，掌握采运设备状态及控制生产作业过程，下设许多子程序，如电铲、卡车、油料、路线、卸载等，各执行其有关功能；

(4) DAILY REPORT 子系统，储存详细日报材料，可按需要及时输出报表；

(5) 其他子系统。

DISPATCH 调度系统软件宏结构如图 8-18 所示。

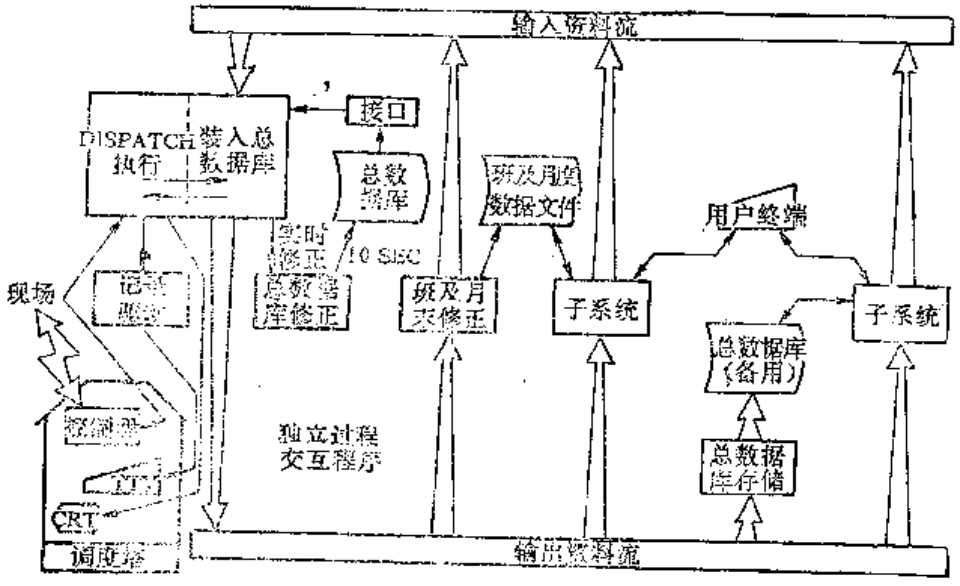


图 8-18 DISPATCH 软件系统结构

这个调度系统在实际应用中可完成下列功能：

(1) 卡车排队时间最小；

(2) 卡车运行里程减少；

(3) 煤质搭配得以及时控制；

(4) 自动记录采运设备状态及其效率；

(5) 卡车加油、换司机等自动优化；

(6) 卡车作业得到监控并及时报警；

(7) 系统发生变化时进行模拟予测。

第四节 露天矿铁道运输调度系统

一、铁道运输调度系统特点

做为周期作业式的运输工具，铁道运输与卡车运输具有许多共同点，上述各项卡车优化调度的原则与方法，硬件与软件，有许多在铁道运输中亦可采用或借鉴。但铁道运输系统与卡车运输相化，还有其自身特点，下面从调度系统的角度试作分析。

(1) 列车在铁道上行驶，使运输工具的机动灵活性大受限制。为了保证行车安全及运输效率，将整个运输系统划分为许多区间，列车在各个区间中运行，受到行车规则及区间通过能力的限制；

(2) 由于列车正常运行及各项技术作业的需要，运输系统中设置若干分界点，主要是各种车站。车站往往是运输系统中的关键实体，又是自然形成的调度点；

(3) 铁道运输系统中设有信集闭设备，以保证系统的安全正常运行。我国各铁道运输露天矿一般配备有线电话通讯，自动闭塞及半自动闭塞的色灯信号系统，较大车站采用电气集中联锁。因此具备了信息传输的若干有效手段，可做为进一步建立计算机调度系统的基础；

(4) 铁道运输的上述严格制约性及系统复杂性，要求实行机动调度制，因此铁道运输露天矿一般都有一套实行机动调度的设备及专业人员，各种类型的调度图表是行之有效的人工调度工具。这套调度设施及方法也可做为实现计算机调度的借鉴。

二、铁道运输计算机调度展望

目前国内外在汽车运输的露天矿采用计算机调度以实现自动化调度系统方兴未艾，如果对铁道运输露天矿采用计算机调度系统，预计也可明显改善技术管理及提高经济效益。

马鞍山钢铁公司南山铁矿在马鞍山矿山研究院帮助下已研制了无线电话通讯系统的计算机辅助列车调度系统。该矿剥离及采矿工程采用铁道运输，单斗电铲采装。在露天矿铁道运输系统中安设了无线电话通讯系统，生产过程中由各装载点、各车站及区间、各卸载点的作业人员随时将生产过程信息数据报告调度员，由调度员将这些数据用数字化仪输入计算机系统，使调度人员得以随时掌握生产进程，采取调度决策。该计算机亦与全矿信息管理系统联网，其中存储信息可随时供各级领导人员调用或打印，各级领导人员的有关指令也可通过计算机系统下达给基层作业人员。计算机尚有辅助绘图功能，可以根据输入信息自动绘出列车运行图。由此可见，较之传统的人工调度方式，计算机辅助调度系统可以在若干环节上提高调度自动化水平，例如信息的迅速传输，计算机辅助绘制列车运行图等；但由于数据传输仍未实现完全自动化，输入尚不够方便，在此基础上尚难于实现优化调度。无论如何，铁道运输计算机控制调度系统在我国露天矿中已开始实践。

我国露天煤矿系统中，也在朝着建立计算机控制铁道运输调度系统的方向发展。阜

新矿务局海州露天矿已安装了露天矿铁道运输中央显示的调度模拟装置，使原有的人工调度系统向自动化调度方向迈进了一步。

文献[85]从我国现有铁道运输调度系统现状出发，将铁道运输调度系统划分为两类：

(1) 分散式调度系统，实质是分级调度系统，以调度中心为第一级调度机构，而以各车站做为次级调度单元；

(2) 集中式调度系统，将调度管理及决策集中到调度中心来实现。

并相应提出了逐步在我国铁道运输露天矿实现计算机调度系统的初步设想。

总之，我国煤炭、冶金、化工、建材等各行业均有大量采用铁道运输的露天矿，逐步实行机算机化的列车调度系统可以提高经济效益及社会效益，目前正处在这一重要技术改造的前夜。

参 考 文 献

[1] 徐永圻主编：中国采煤方法图集，中国矿业大学出版社，1990年
[2] 中国矿业学院主编：露天采矿手册，煤炭工业出版社，1986年
[3] 张达贤等：单斗铲-卡车工艺系统卡车流密度的模拟，《露天采矿》，1986，№.2。
[4] M.B.瓦西里耶夫等：露天矿汽车运输的管理，冶金工业出版社，1986年
[5] Ю.П.АСТАФЬЕВ: ДОБЫЧА РУД ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ ЗА РУБЕЖОМ, «НЕДРА», 1983
[6] M.B.瓦西里耶夫：深露天矿运输，鞍山市金属学会，1985年
[7] 张敏媛：克虏伯连续式露天开采机，煤炭经济与科技动态，1990，22期
[8] 露天矿用架线柴油汽车资料译编，西安煤矿设计研究院，1990.10
[9] B.T.波鲁宁等：矿山企业运输机，冶金工业出版社，1988年
[10] 常振球等：露天长壁式采矿方法在缓倾斜薄至中厚矿体露天开采中的应用，第三次全国采矿学术会议论文集，1989.11
[11] 张可能：露天矿使用大陡角运输机的经济效果及其适最，《露天采矿》，1988.№.2。
[12] 采矿设计手册，中国建筑工业出版社，1987年
[13] И.Б.弗德多夫等：埃基巴斯图兹煤田的露天开采，煤炭工业出版社，1985年
[14] 弗尔图纳露天矿的辅助设备，煤炭科学技术情报研究所，1988年
[15] 张键元：美国西雅里塔露天铜钼矿的可移式矿石破碎系统和废石运输系统，《国外金属矿采矿》，1983.3
[16] 张幼蒂编著：《露天采矿系统工程》，煤炭工业出版社，1989
[17] C.Lambert, Jr and Jan M.Mutmansky,"Application of Integer Programming to Effect Optimum Truck and shovel Selection in Open Pit mines", 11th APCOM Proceedings, 1973
[18] E.Koenigsberg, R.C.Lam, "Cyclic Queue Models of Fleet Operation", «Operations Research» VOL.24 NO.3 May-June 1976.
[19] J.Elbrond, "Haulage System Analysis; Queuing Theory",«Surface mining»2nd edition, Editor: B.A.Kennedy, Published by SMME, 1990
[20] 林奇宁、路中洲，"电铲——汽车装运系统的排队模型Ⅰ"，《中国矿业学院学报》，1985年第3期
[21] J. W. White, "Automated Haulage Contral Worldwide", Off-Highway Haulage in Surface Mines International Symposium, Canada, May 1989
[22] 朱敏："澳大利亚帕拉布多露天矿管理的全面计算机化"，《金属矿山》，1986年第9期
[23] C.C.Crosson et al, "Palabora System of Truck Control", «Mining Magazine»,Feb.1977
[24] J.W.White,"Automated Open-Pit Truck Dispatching at Tyrone", «E&MJ», June 1982
[25] "Automated Truck Dispatching Comes of Age", «World Mining» Oct. 1981
[26] L.G.Hagenbach, "An Integr ted Truck Management Information System(Truck MIS) Concept", CIM Bulletin, August 1986
[27] 张幼蒂："露天矿卡车调度优化准则"，《中国矿业学院学报》，1987年第2期
[28] J.W.White, J.P.Olsen, "Efficient Optimal Algorithms for Haul Truck Dispatching in Open Pit mines", Off Highway Haulage in Surface mines Inernttional Symposium, Canada, May 1989
[29] 才庆祥、张幼蒂："矿山车流规划数学模型及其应用探讨"，《化工矿山技术》，1990年第1期
[30] J.Elbrond,E.Soumis, "Towards Integrated production Planning and Truck Dispatching in Open Pit Mines", «International Journal of Surface mining» Vol. 1, NO. 1, 1987
[31] 习永峰、彭世济、张达贤："露天矿卡车调度模型及其应用"，《中国矿业学院学报》，1988年第2期
[32] 李曙光、张幼蒂："孤林河露天矿卡车调度模拟研究"，《化工矿山技术》，1990年第8期
[33] 崔顺英、项喜章："云浮硫铁矿采矿卡车调度系统计算机模拟的研究"，《化工矿山技术》1989年第4期
[34] M·R·Baker et al., "Hardware, Soffware, and System considerations in Computer Based Open Pit Mine Truck Dispatching", «ISA Transactions», Vol. 22, No. 4, 1983
[35] 王连印："露天矿铁路运输计算机实时调度系统的研究"，中国矿业大学北京研究生部博士论文，1990年
[36] 彭世济、张达贤等：露天矿连续和半连续开采工艺，煤炭工业出版社，1991年

747680