



采矿 设计手册

矿山机械卷

中国建筑工业出版社

4

采矿设计手册

矿山机械卷 • 中国建筑工业出版社出版

本书是《采矿设计手册》的第四卷，共包括矿山机械、架空索道两篇及附录。矿山机械篇收入了矿山运输、提升、粗破碎、压气、通风、排水、排泥、充填料搅拌站装置；架空索道篇除收入货运索道之外，还特地收入了客运索道；附录中收入有常用材料、设备、架空索道计算程序目录等。本书可供矿山设计专业人员使用，亦可供生产、科研、地质勘探工程技术人员及大专院校师生参考，其中客运索道部分尚可供城市及园林建设人员使用。

责任编辑 张梦麟

采矿设计手册

(4)

矿山机械卷

《采矿设计手册》编写委员会

中国建筑工业出版社出版(北京西郊百万庄)

新华书店北京发行所发行 各地新华书店经售

中国建筑工业出版社印刷厂印刷(北京阜外南礼士路)

开本: 787×1092毫米 1/16 印张: 77½ 字数: 1875千字

1988年8月第一版 1988年8月第一次印刷

印数: 1—2,270册 定价: 18.25元

ISBN7-112-00053-X/TD·2

统一书号: 15040·5364 (平)

《采矿设计手册》编写单位

总编单位:

北京有色冶金设计研究总院

副总编单位:

长沙黑色冶金矿山设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

编委单位:

北京有色冶金设计研究总院

长沙黑色冶金矿山设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

参加单位:

长沙黑色冶金矿山设计研究院

北京有色冶金设计研究总院

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

长沙有色冶金设计研究院

南昌有色冶金设计研究院

昆明有色冶金设计研究院

兰州有色冶金设计研究院

沈阳有色冶金设计研究院

马鞍山钢铁设计研究院

秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

化工矿山设计研究院

华北冶金矿山建设公司设计研究院

沈阳铝镁设计研究院

长沙化学矿山设计研究院

长春黄金设计院

苏州非金属矿山设计院

化学矿山规划设计院

广东省冶金设计院

山东省冶金设计院

鞍钢矿山公司设计院

四川非金属矿山设计院

核工业部第四设计研究院

乌鲁木齐有色冶金设计研究院

黑龙江省冶金设计院

湖南省冶金规划设计院

吉林省冶金设计院

湖北省冶金设计院

四川省冶金设计院

广西冶金设计院

贵州省冶金设计研究院

江苏省冶金设计院

前 言

新中国成立三十七年以来,我国的采矿工业发展很快。根据我国的国民经济发展计划,采矿工业还要进一步发展,采矿技术还要进一步提高,采矿能力也要加快的增长。设计工作是国民经济建设的一个关键环节,设计工作者只有不断吸收国内外先进技术和经验,努力提高设计水平和设计效率,才能取得一个具有较好的经济效益,环境效益和社会效益的工程设计成果。

《采矿设计手册》是在冶金工业部和中国有色金属工业总公司领导下,全国冶金系统设计院采矿业务建设网提议,由冶金工业部、中国有色金属工业总公司、化学工业部、国家建筑材料工业局、核工业部等五个部门组织三十一个设计研究单位,约共200余人,在总结国内外采矿技术和采矿设计工作经验的基础上进行编写的。曾走访国内五百余个厂矿、科研、教育及地质勘探等单位。希望通过这套《采矿设计手册》的编写和出版,能有助于提高我国今后采矿设计工作的效率和质量。

《采矿设计手册》是供采矿、地质及水文地质、井建、岩石力学及矿山机械设计人员使用的工具书。也可供地质勘探、厂矿、科研、教育等部门有关人员参考。全书共分矿产地质、矿床开采、井巷工程、矿山机械四卷。为了适应今后采矿设计工作的需要,在编写过程中,尽量吸收国内外采矿工业的新技术,展望今后采矿技术的发展,注意收集系统工程、岩石力学、海洋采矿、溶浸等采矿工程领域内的一些新兴的科学技术资料。本手册重点介绍实际应用的技术,不做纯理论性的阐述。

本手册中所列举的资料和数据,都是参考性质的,设计选用时,应以国家颁布的有关规程、规范和规定为准。本手册中采用国家法定计量单位,但引用有关国家原规范中的条文、公式,仍用原来单位制。

在本手册编写过程中,各有关部门和单位给予了大力支持和帮助,冶金工业部基建局贝念明、辛静如同志,中国有色金属工业总公司基建部方开栋、张绍达同志为组织《采矿设计手册》的编写,不遗余力,作了大量工作。每卷还特别邀请有关行业的专家,提供了许多宝贵的意见,还有许多厂矿、科研、教育及地质勘探单位,给予了很大的帮助。中国建筑工业出版社热情地协助我们做了很多工作。《采矿设计手册》的出版是大家共同努力的结晶。在此,我们一并表示衷心的感谢。

由于我们编写人员技术水平和经验不足,书中一定还有不少欠妥和错误之处,希望读者给予批评指正。

《采矿设计手册》编委会
一九八六年十月一日

《采矿设计手册》编委会顾问

费子文 徐大铨

《采矿设计手册》编委会

总 编:

张富民

副总编:

潘 壁 常林彝

编 委:

张富民 潘 壁 常林彝 徐 鼎 郑锡恩 林 参 陆礼镛

《采矿设计手册》卷目

1.《矿产地质卷》

上册：第一篇 矿山设计地质工作

第二篇 岩石力学

下册：第三篇 矿山防治水

附 录

2.《矿床开采卷》

上册：绪 论

第一篇 露天开采

下册：第二篇 地下开采

附 录

3.《井巷工程卷》

井巷工程

附 录

4.《矿山机械卷》

第一篇 矿山机械

第二篇 架空索道

附 录

《矿山机械卷》主、副编单位及编审人员

主编单位:

北京有色冶金设计研究总院

副主编单位:

鞍山黑色冶金矿山设计研究院

主 编:

郑锡恩

副主编:

刘洞理

编审人员(按姓氏笔划顺序):

王世华 刘凡文 吕甲林 刘汉觉

朱俊国 刘洞理 刘蒙仙

冯德芳 佟乃曾 李有文 郑炯波

郑锡恩 郭向东

部分章节特约审稿人:

北京有色冶金设计研究总院

于润沧 王庆武 毛瑞忠 王贵新

化工矿山设计研究院

蔡学熙

南昌有色冶金设计研究院

杨福新

长沙有色冶金设计研究院

周 庠

沈阳煤矿设计研究院

孙洪津

《矿山机械卷》编写说明

本卷内容包括：地下矿阶段运输设施，竖井和斜井提升装置；露天矿带式输送机运输，无极绳运输，斜坡提升装置；矿山固定机械和架空索道等。有关矿山采掘设备，露天矿其他运输设施和炸药加工厂等均编入《矿床开采卷》。

为满足设计工作的需要，本卷编入了钢绳芯带式输送机、排弃场的连续输送设施、地下汽车运输、露天破碎站及移动式破碎机组、露天采矿场排水设施、矿井空气预热、堆货索道、客运索道、振动放矿机、电机车多机牵引、铁牛式调度绞车、落地式多绳摩擦提升机、地下增压机、储气硐室及潜水泵等。

随着矿山开采技术的不断发展，矿山设备性能日益提高，产品的更新换代周期越来越短，新产品、新材料不断出现，限于篇幅和时间，本卷仅编入其中一部分供选型时之参考。订货时需以厂家当时提供的产品样本为依据。

应该指出的是随着电机产品系列的更新换代，将影响及矿山设备原配套电气产品的型号与规格，使用时需予以注意。

本卷所编入的矿山非标准设备中，对尚未形成通用设计的，则选列有关设计院图纸。但由于各院设备设计更新周期亦较短，正式选用前应再进行核实。

本卷中所列设备价格，各种费用及有关指标，因具有时间性，只供设计时参考之用。

目 录

第一篇 矿 山 机 械

第一章 地下机车运输	3	3.3.1 高强力带式输送机	217
1.1 概述	3	3.3.2 多点直线摩擦驱动输送机	221
1.2 机车车辆选型及运输主参数选取	6	3.3.3 绳架式带式输送机	223
1.3 机车牵引方式及运输计算	23	3.4 排弃场的连续输送设施	229
1.4 线路设计	46	3.4.1 概述	229
1.5 装卸矿设施	60	3.4.2 分流站	231
1.6 装、卸车场	91	3.4.3 移置式钢绳芯带式输送机	233
1.7 附属及维修设施	93	3.4.4 排土机	241
1.8 运输成本估算及材料消耗	104	3.4.5 附属设备	244
第二章 无极绳及调度绞车运输	107	第四章 地下汽车运输	247
2.1 无极绳运输	107	4.1 概述	247
2.2 调度绞车	115	4.2 设备选型	249
第三章 带式输送机运输	120	4.3 线路设计要求	255
3.1 钢绳芯带式输送机	120	4.4 运输能力计算	256
3.1.1 概述	120	4.5 通风要求	261
3.1.2 主要参数的选择与计算	126	4.6 维修工作	262
3.1.3 阻力与功率计算	133	第五章 斜井(坡)提升	264
3.1.4 功率分配	135	5.1 概述	264
3.1.5 起动与制动	138	5.2 主要参数的选取及计算	266
3.1.6 胶带张力计算	148	5.3 提升容器和斜坡导绳辊轮	272
3.1.7 胶带及胶带硫化设备	153	5.4 矿车组提升计算	279
3.1.8 滚筒组与机架	157	5.5 箕斗提升计算	293
3.1.9 驱动装置	159	5.6 斜井架空乘人索道	309
3.1.10 拉紧装置	160	5.7 提升系统布置与计算	312
3.1.11 托辊组与托辊支架	162	5.8 斜井(坡)箕斗装卸设施与 粉矿回收	347
3.1.12 清扫装置	162	5.9 信号及安全设施	353
3.1.13 安全保护装置	164	5.10 斜井(坡)提升材料消耗指标	355
3.1.14 装设设施	168	第六章 竖井单绳提升	357
3.1.15 线路布置	176	6.1 概述	357
3.1.16 例题	183	6.2 设备选择	360
3.2 钢绳牵引胶带输送机	189	6.3 井架和提升机房配置	380
3.2.1 概述	189	6.4 提升计算	392
3.2.2 部件的选用	194	6.5 井口机械化设施	401
3.2.3 选型计算	199	6.6 粉矿回收	430
3.2.4 布置与使用	211	6.7 提升信号与安全设施	435
3.3 其他几种带式输送机的特殊计算	216		

6.8 基建投资、提升费用估算及材料消耗	437	10.1.5 通风装置的噪声治理	628
第七章 竖井多绳摩擦提升	441	10.2 矿井空气预热	637
7.1 概述	441	10.2.1 矿井防冻设计的主要参数	637
7.2 计算参数和设备选择	444	10.2.2 暖风方式	637
7.3 多绳提升机的配置	458	10.2.3 热交换计算	639
7.4 多绳提升速度图和力图计算	465	10.2.4 常用采暖器材	641
7.5 箕斗装卸设施	471	10.2.5 空气预热设计计算实例	648
7.6 提升信号和保护设施	473	第十一章 矿山排水与地下供水设施	651
7.7 矿用电梯	475	11.1 露天矿排水设施	651
7.8 钢丝绳罐道	479	11.1.1 露天矿排水系统的确定	651
第八章 矿山粗破碎装置	490	11.1.2 露天矿排水设备的选择计算	651
8.1 概述	490	11.1.3 露天矿排水管路	652
8.2 大块二次破碎机(碎石机)	490	11.1.4 露天矿排水固定泵站	659
8.2.1 碎石机类型、规格及特征	491	11.1.5 露天矿排水移动泵站	662
8.2.2 碎石机在矿山中的应用	494	11.1.6 露天矿新水平过渡的排水设备	672
8.2.3 碎石机选型及计算	500	11.1.7 水泵、水泵船和管道的防腐蚀措施	672
8.2.4 基建费用、生产成本比较及材料消耗	502	11.1.8 电耗计算、基建投资和排水费用	673
8.3 地下破碎设施	503	11.2 地下矿排水设施	673
8.3.1 设备选型及计算	505	11.2.1 地下矿排水系统的确定	673
8.3.2 地下破碎设施的布置	509	11.2.2 地下矿排水设备的选择计算	674
8.4 露天粗破碎站	523	11.2.3 地下矿排水管路	708
8.4.1 露天粗破碎机型式的选择	523	11.2.4 主排水泵房	714
8.4.2 露天粗破碎站布置	524	11.2.5 辅助排水泵站及井底水窝	729
8.5 移动式破碎机组	530	11.2.6 水泵及管道的防腐蚀措施	733
8.5.1 移动式破碎机组的类型、特点及使用条件	530	11.2.7 电耗计算、基建投资和排水费用	735
8.5.2 露天采场移动式破碎机组使用实例	535	11.3 地下供水设施	737
8.5.3 基建费用比较及效果实例	540	11.3.1 概述	737
第九章 压气设施	541	11.3.2 管网	737
9.1 压气设备选择	541	11.3.3 调压措施	739
9.2 空压机站	550	第十二章 地下排泥设施	742
9.3 压气管网	560	12.1 沉淀系统	742
9.4 空压机消声设施	581	12.2 清仓排泥设施	749
9.5 电耗、装机指数、基建投资和压气成本	583	12.3 密闭泥仓	765
第十章 矿山主通风装置	590	12.4 高压水排泥的水泵选择计算	769
10.1 矿山主通风机	590	第十三章 胶结充填料搅拌站	778
10.1.1 概述	590	13.1 概述	778
10.1.2 单台风机的选型与计算	590	13.2 搅拌站的型式与流程	779
10.1.3 风机联合运转	609	13.2.1 混凝土搅拌站	782
10.1.4 主通风机房	622	13.2.2 尾砂或其它细骨料砂的胶结充填料搅拌站	783
		13.3 搅拌站的主要设施和设备	798
		13.3.1 砂仓	798

13.3.2 水泥的贮存与站内输运	814	13.4.3 收尘、排尘、通风及排污	844
13.3.3 搅拌槽混合器及砂泵	837	13.4.4 站内给水、供风、供气及消音	846
13.4 搅拌站的计量控制要求及辅助设施	842	13.5 搅拌站的劳动定员及基建费用	848
13.4.1 对计量及控制的要求	842	13.5.1 劳动定员	848
13.4.2 与计量及控制有关的机械设备	844	13.5.2 基建费用	848
第二篇 架空索道			
第一章 概 述	853	8.1.4 牵引计算	988
第二章 索道类型选择	856	8.1.5 往复式货运索道计算例题	993
2.1 货运索道类型选择	856	8.2 堆货索道	998
2.2 客运索道类型选择	860	8.2.1 栈桥式堆货索道	999
第三章 基础资料及一般规定	864	8.2.2 跨桥式堆货索道	1001
3.1 基础资料	864	第九章 双线客运索道	1005
3.2 一般规定	867	9.1 双线往复式客运索道	1005
第四章 索道线路选择	869	9.1.1 特点和适用条件	1005
4.1 选线原则	869	9.1.2 主要类型	1005
4.2 选线步骤	870	9.1.3 承载索锚固和拉紧	1007
4.3 委托测量和工程地质	870	9.1.4 支架鞍座、托索轮和导向轮	1010
第五章 索道基建投资和经营费估算	872	9.1.5 客车	1012
5.1 基建投资	872	9.1.6 驱动装置	1017
5.2 经营费	879	9.1.7 站房	1020
第六章 双线循环式货运索道	881	9.1.8 线路选择和侧型配置	1023
6.1 基本参数的选择和计算	881	9.1.9 安全措施	1027
6.2 承载索及其设备选择	883	9.1.10 运输能力的计算	1029
6.3 牵引索及其设备选择	889	9.1.11 承载索系统选择和计算	1030
6.4 拉紧索及其设备选择	892	9.1.12 牵引系统选择和计算	1039
6.5 牵引计算	893	9.1.13 计算例题	1047
6.6 线路设计	901	9.2 双线循环式客运索道	1060
6.7 站房设计	924	9.2.1 吊舱式客运索道	1060
第七章 单线循环式货运索道	955	9.2.2 间歇运行双线循环式客运索道	1063
7.1 基本参数的选择和计算	955	第十章 单线客运索道	1065
7.2 牵引索的选择	956	10.1 单线客运索道特点和有关规定	1065
7.3 牵引索拉紧系统的确定	958	10.1.1 单线客运索道特点	1065
7.4 牵引计算和驱动机的选择	961	10.1.2 有关规定	1065
7.5 线路设计	965	10.2 牵引索及其设备选择	1068
7.6 站房设计	969	10.2.1 结构的选用	1068
7.7 检修设施	978	10.2.2 牵引索的最小拉力	1069
第八章 其它形式的货运索道	982	10.2.3 牵引索的安全系数	1069
8.1 往复式索道	982	10.2.4 有关设备选择	1069
8.1.1 概述	982	10.2.5 拉紧索和拉紧装置的有效行程	1070
8.1.2 运输能力计算	984	10.2.6 牵引索的编接和更换	1070
8.1.3 承载索的选择和计算	985	10.3 单线循环吊椅式索道	1071
		10.3.1 应用特点	1071

10.3.2 基本参数的确定.....	1071	10.5.7 拖牵力、拖牵角和运行阻力.....	1101
10.3.3 吊椅.....	1072	10.5.8 线路选择和线路计算要点.....	1103
10.3.4 固定式抱索器.....	1073	10.5.9 计算例题.....	1104
10.3.5 牵引计算.....	1074	10.6 单线往复吊舱式索道.....	1108
10.3.6 计算例题.....	1074	10.6.1 应用特点.....	1108
10.3.7 线路设计.....	1077	10.6.2 基本参数的确定.....	1108
10.3.8 驱动机和拉紧装置.....	1078	10.6.3 计算特点.....	1109
10.3.9 站房设计.....	1080	10.6.4 线路设计.....	1111
10.4 单线循环吊舱式索道.....	1081	10.6.5 站房设计.....	1111
10.4.1 应用特点.....	1081	第十一章 保护设施	1113
10.4.2 基本参数的确定.....	1081	11.1 保护设施的形式及设计要求.....	1113
10.4.3 吊舱.....	1081	11.2 保护桥.....	1113
10.4.4 活动式抱索器.....	1082	11.3 保护网.....	1114
10.4.5 牵引计算及线路设计.....	1083	附录	1121
10.4.6 驱动机和拉紧装置.....	1084	附录 1 常用计量单位的换算.....	1123
10.4.7 托索轮组和压索轮组.....	1085	附录 2 常用钢丝绳.....	1128
10.4.8 站房设计.....	1090	附录 3 常用阀门.....	1157
10.5 单线循环拖牵式索道.....	1094	附录 4 常用电动机.....	1180
10.5.1 特点和分类.....	1094	附录 5 常用油料.....	1193
10.5.2 拖牵座.....	1095	附录 6 国内部分客、货运索道技术性能及 索道电算程序目录.....	1205
10.5.3 驱动装置和拉紧装置.....	1097	附录 7 架空索道基建投资和经营费估算例题	1214
10.5.4 支架和支架设备.....	1097	参考文献	1220
10.5.5 站房设计.....	1100		
10.5.6 基本参数.....	1101		

第一篇

矿山机械

第一章 地下机车运输

编写单位 兰州有色冶金设计研究院

编写人 毛玉基 冯德芳

1.1 概 述

地下机车运输,具有运量大、用途广、清洁节能、维修简单等优点,在长距离运输中显示出技术经济方面的优势。至今在我国和其他许多国家的矿山运输中,机车运输仍占相当比重。

当前地下机车运输正向着新技术领域迈进,采纳现代技术成就,充分发挥其优势。

国外一些矿山的运输系统自动化达到相当高的水平。如瑞典 KIRUNA 铁矿和美国 HENDERSON 钼矿,用电子计算机自动控制整个运输系统,实现了无人驾驶自动运行、遥控装载和自动卸载、自动配矿和定址、数据遥测和发送、电视监视等。

瑞典、美国、联邦德国、苏联、日本等国的电机车,多数采用可控硅脉冲调速和再生制动新技术,实现了平滑调节的无级调速。

机车质量在不断提高,美国的地下机车已达到 50~75t,瑞典为 65t,苏联为 28t,英国为 23t,联邦德国为 18~25t。双机或多机牵引也被广泛采用,如 HENDERSON 钼矿用四台机车牵引同一列车。

另外,瑞典普遍应用柴油-电动或架线-蓄电池式双能源机车;联邦德国等在使用交流工频架线式电机车;苏联生产的 B₁₀ 和 B₁₁ 型安全型增频交流无接触电机车,与蓄电池电机车相比,更适宜于运量较大、巷道坡度大于 5% 的长距离干线运输;英国与瑞士已研制成功在机车上装一套齿轮传动装置,与大坡度地段上的齿轨相啮合,能在 15° 的坡道上安全运行。

矿车容积趋向于加大,车型以自卸式为主。国外普遍采用 GRANBY 型侧卸式和底卸式矿车。瑞典 ASEA 公司生产的 OK 型 3~12m³ 底卸式矿车已经推广使用。苏联以节式列车和 BDK 型底卸式矿车作为今后的发展方向。瑞典 KIRUNA 铁矿、美国 HENDERSON 钼矿分别使用 12m³ 底卸式和底侧卸式矿车。其他国家也还有使用 30m³ 矿车的实例。

上述情况,均为增加列车装载量、提高运输能力创造了必要的条件,进一步促进了地下机车运输的发展。

我国地下用架线式电机车质量已达 20t,并已有 10t、14t、20t 双机牵引产品;蓄电池式电机车质量已达 12t,露天用窄轨架线式电机车质量也已达 40t。

七十年代初期,我国一些大型金属和非金属矿山先后使用了 6m³ 以上的大型矿车,如铜矿峪铜矿、落雪矿、厂坝铅锌矿、小西林铅锌矿、滦县石灰石矿等已使用 10m³ 固定式矿车,德兴铜矿使用 9m³ 固定式矿车,凤凰山铜矿使用 7m³、桦树沟铁矿使用 6m³ 底

国外矿山地下

使用地点	运输能力	列车组成
瑞典 DANNEMORE 铁矿	120万t/a	每列车由9t蓄电池双机牵引10辆5m ³ OK型底侧卸式矿车组成
波兰 STASZIC 煤矿 720米阶段	1万t/d	每列车由LGT22型双机牵引50~54辆5.1m ³ 的GRANBY型侧卸矿车组成,3列工作
美国 HENDERSON 铜矿	4.2万t/d	每列车由4台50t架线式电机车牵引30辆12m ³ OK型底侧卸式矿车。6列同时工作 列车有效装载量为460t
瑞典 LKAB KIRUNA 铁矿 775米阶段	3000万t/a 12万t/d	每列车由一台LGTB66型电机车和18辆12m ³ 底侧卸式矿车组成。20列工作,设计25列

国内金属矿山地下

使用地点	运 输 能 力				运距 (km)	平均车速 (km/h)	矿石列车组成			
	设 计		实 际				机车 重量 (t)	矿车容积 (m³)	一列 车数	机车工 作台数
	(t/d)	(t/a)	(t/d)	(t/a)						
德兴铜矿+125m水平主运输线			15000		6.8	24~28	14 14双机	9固定	8 13	3 4组
铜矿峪铜矿690m平硐主运输线		400万	2640	80万	5	15~16	14 20	10固定	5 8	1 2
凤凰山铜矿-240m阶段			1100		1.1	12	7	7底卸	6	2
梅山铁矿-200m阶段				120万	环行3	12	14	6气侧卸	5	3
金山店铁矿-60m阶段		200万	1000		2	7~8	14	6底卸	5	3
大厂锡矿505m阶段	富矿1300 贫矿4700				0.5 1.0	10~12	10 10双机	2侧卸 6底卸	10 10	1 4
大厂锡矿595m阶段	贫矿4000				0.8	12	10双机	6底卸	10	4
凡口铅锌矿	3000	80万	3000		0.8	12	7	1.6侧卸	10~12	7
落雪矿3000m平硐主运输线	6500~ 8000	215~ 264万	4000~ 5100	132~ 168万	8	12~15	14双机 20	10固定	8~9	4~5
云锡老厂-100m阶段主运输线	5500	180万	2500	82.5万	6.8	12	10	2.5侧卸	12~14	6
大姚铜矿1720m阶段主运输线	3000	100万	2200	72.6万	0.55	8	10	2.5侧卸	10	2
白银折腰山1655m阶段	3000	100万			2.247	10.8	14	4侧卸	11	3
锡铁山铅锌矿3055m主平硐	3030	100万			3.0	13.5	14	4侧卸	10	2
锡铁山铅锌矿3222m阶段	3030	100万			1.4	13.5	14	4侧卸	10	2
厂坝铅锌矿主平硐	3500	111.5万			2.2	13.5	14	10固定	5	3
宜春钨矿主平硐	1500		700		2.3	12	14	4侧卸	12	2
兰尖铁矿		650万		666万	5.43	30	150	44自卸	10	3

电机车运输实例

表 1-1-1

有关运输参数	运输系统自动化
	(1)可控硅控制电机车 (1)双机通过内部控制装置(ATC系统)实行同步 (8)列车装、运、卸仅需一人,司机在装矿桥用 DATA SAAB 遥控系统控制机车
(1)列车最大速度为18km/h (2)轨距750mm	(1)列车在装卸点间装有自动无人驾驶运行的ATC系统 (2)电视监视自动卸矿
(1)从矿山至选矿厂全线23.4km,其中平硐长18km,坡度+30‰至硐口 (2)双线,轨距1067mm (3)平均运行速度为40km/h (4)发车间隔时间17min,往返循环时间104min	(1)可控硅斩波器控制电机车 (2)ATC控制系统 (3)光信号系统 (4)集中控制和监视盘 (5)数据传送系统 (6)交叉线道岔全部遥控 在平硐中和从硐口到选矿厂破碎站之间的架线电压均为1400V直流,在矿山为600V直流。电机车使用两种电压
(1)轨距891mm (2)LGTE65型电机车有四台电动机,每台功率为150kW。另装有一蓄电池能源,供列车装卸时运行用 (3)架线电压为600V直流	中心控制室使用MODCOP-IV型电子计算机并控系统自动控制和管理整个自动运输系统 (1)列车无人驾驶运行的ATC系统 (2)列车遥控装置 (3)列车自动定址逻辑系统 (4)遥测和数据传送、电视监视系统

电机车运输实例

表 1-1-2

线路特征					机车	废石列车组成				信集闭装置及自动化控制
坡度(‰)	轨距(mm)	轨型(kg/m)	单双道	最小曲线半径(m)	台年效率(×10 ⁴ t)	机车重量(t)	矿车容积(m ³)	一列车数	机车工作数	
4~6	750	43	双	80		—	—	—	—	区间三显示自动信号
3	762	43	双	25	43~52 33~38	14	9梭式	1	1	频率制集中控制 区间自动闭塞信号
3	762	43	单、双		36	10	7梭式	1	2	
3~6	900	43	单环形	30		7	2固定	10	3	
3	900	24(偏小)	单、双	25		—	—	—	—	
3	762	24	多数双	15 20		10	2侧卸	8~10	1	
2	762	24	多数双	20		10	2侧卸	10		
3	600	24	多数双	10~12		7	0.6	10~14	4	
3~4	750	24.38	单线双卷	20		—	—	—	—	
3	600	24	双	20	17~22	10	2.5侧卸	12	3	
3	600	24	单	20		—	—	—	—	
3	762	24	单环形	20		14	0.7	18	1	6502继电器半自动
3	762	24	双	20		—	—	—	—	
3	762	24	单环形	20		14	4梭式	8	1	
3	762	43(38)	单环形	40		—	—	—	—	
5.5	762	24	单	25	23	—	—	—	—	
35	1435	50	单	180	230	—	—	—	—	

卸式矿车,梅山铁矿和金山店铁矿使用 6 m^3 气动侧卸式矿车。特别是 2.5 m^3 以下侧卸式矿车已为许多矿山广泛采用。新型底侧式矿车,容积为 2 m^3 的已于1981年4月在红透山铜矿通过技术鉴定,正式投入使用,容积为 4 m^3 的为三山岛金矿设计所采用,容积为 6 m^3 的亦已成功地通过了工厂试验,可为今后矿山设计所用。

从七十年代初期开始,我国已有不少矿山使用双机牵引列车,如凤凰山铜矿的7t双机牵引,大厂锡矿的10t双机牵引,落雪矿的14t双机牵引。1985年4月德兴铜矿双机直接牵引投入使用,牵引13辆 9 m^3 固定式矿车,使列车的装载量加大到145~156t。

为适应大质量机车和大容积矿车的运输,线路结构也发生了变化,轨距、轨型趋向加大,混凝土轨枕的使用也越来越多。

另外,在机车的无极调速、运输系统遥空和线路信集闭装置、通讯、自动计量等方面近年来也进得较大进展,从而进一步发挥出地下机车运输的优越性。

国外矿山地下电机车运输实例见表1-1-1。

国内金属矿山地下电机车运输实例见表1-1-2。

1.2 机车车辆选型及运输主参数选取

1.2.1 机车选型

架线式电机车一般用于出矿阶段运输,蓄电池电机车多用于开拓阶段运输,或作为某些运输环节上的短距离运输,以及受条件限制不能使用架线式电机车的地方。《冶金矿山安全规程》规定:在有爆炸性气体的回风巷道中,禁止使用架线式电机车;在高硫和有自然发火的矿井,应使用防爆型蓄电池电机车。

内燃机车由于排气污染问题,至今仍未得到满意解决,目前主要用于地面运输。但对于低污染内燃机车(有废气净化装置),当排放废气中的有害成份符合国家规定的标准时,方可允许用于地下。

直流架线式电机车的额定电压一般采用250V,运量较大、运距较长时可采用550V。

电机车型式和规格的选择,主要是根据运输量、运距、使用地点、装卸矿方式、车辆型式等条件,按如下原则确定。

(1) 机车质量与阶段运输量的关系,见表1-1-3。

运输量与机车质量、矿车容积、轨距、轨型的一般关系

表 1-1-3

运 输 量 (t/a)	机 车 重 量 (t)	矿 车 容 积 (m^3)	轨 距 (mm)	轨 型 (kg/m)
8~15万	1.5~3	0.6~1.2	800	12~15
15~30万	3~7	0.7~1.2	600	15~22
30~60万	7~10	1.2~2.0	600	22~30
60~100万	10~14	2.0~4.0	800, 762	22~30
100~200万	14, 10双机	4.0~6.0	762, 900	30~38
200~400万	14~20, 14~20双机	6.0~10.0	762, 900	38~43
>400万	40~50, 20双机	>10.0	800	43, 43以上

注:主平硐取表中上限值。

(2) 地下运输采用井下型架线式电机车。地下矿山地面运输一般也选用井下型架线式电机车, 当运量很大, 经技术经济比较后确认选用露天型电机车合理时, 也可选用露天型电机车。

(3) 对于平硐运输系统应考虑选用相同种类型号的电机车。

(4) 阶段运量不大, 运距较短, 或装矿点分散和溜井贮矿量小时, 应选用较小质量的机车。

(5) 若集中装矿, 溜井贮矿量大、运距长时, 则选用质量较大的机车。

(6) 专门作为开拓运输时, 选用小型机车(包括蓄电池式机车)。

(7) 如运量和出矿条件不同, 必要时也可选用两种不同型号的机车。

(8) 对于废石运输(采用小型翻斗式矿车时), 人员、材料等辅助运输, 一般配备小质量机车。

(9) 按矿车型式和卸载方式选择机车型式。底卸式矿车、底侧式矿车, 通过曲轨卸矿站卸矿时, 一般采用双机首尾牵引方式, 应选用机身两侧带有翼板的专用型电机车。

窄轨内燃机车型号和规格见表1-1-4。

窄轨内燃机车主要技术参数

表 1-1-4

主要技术参数	型 号			
	JM20型 JX20型(低污染)	JM40型	JX40型(低污染)	JX40KB型 (低污染、防爆)
轨 距(mm)	600	600、762、900	600、762	600、762
轴 式	B	B	B	B
轴 质 量(t)	1.35	3.25	3.25	3.25
整备质量(t)	2.70	6.5	6.5	7.0
动轮直径(mm)	300	450	450	450
固定轴距(mm)				
全 轴 距(mm)	750	1000	980	1000
通过最小曲线半径(m)	6	7	7	7
最高速度(km/h)				
最低持续速度(km/h)	7	4.25	4.25	4.25
最大牵引力(N)				
持续牵引力(N)				
车钩型式				
车钩中心高(mm)	205、305、395	210、320、390	210、320、390、450	210、320、390、450
外形尺寸(长×宽×高) (mm)	2360×910×1750	4000×1400×2185	3700×1140×1680	4000×1060×1600
柴油机型号	2105-1	4105J	X4105J	X4105FB
额定功率(kW)	15	29	29	29

注: 资料来源于长沙矿山通用机器厂。

矿用电机车主要技术参数见表1-1-5、表1-1-6及表1-1-7。

矿用架线式电机车

主要技术参数		直 流 井				
		ZK3-6/250	ZK ^{7 6} _{10 9} -7/250	ZK ^{7 6} _{10 9} -7/550	ZK ⁶ _{10 9} -7/250 ⁻² ₂₀	ZK ⁶ _{10 9} -7/550 ⁻² ₂₀
粘着质量(t)		3	7、10	7、10	10	10
额定电压(V)		250	250	550	250	550
轨 距(mm)		600	600、762、900	600、762、900	600、762、900	600、762、900
轴 列 式		2	2	2	2	2
轴 距	固定轴距(mm)	816	1100	1100	1100	1100
	全 轴 距(mm)	—	—	—	—	—
车轮滚动圆直径(mm)		650	680	680	680	680
传动方式		一级齿轮减速	一级齿轮减速	一级齿轮减速	两级齿轮减速	两级齿轮减速
总减速比		6.9231	6.9231	6.9231	17.5068	17.5068
车钩中心距轨面高度 (mm)		230	230、320、430	230、320、430	320、430	320、430
允许通过最小曲线半径 (m)		5.7	7	7	7	7
机 车 轮	小 时 制(N)	5000	13040	15100	18930	18930
绿率引力	长 时 制(N)	1310	2980	4140	5450	5450
机 车 速 度	小 时 制(km/h)	8.5	11	11	10.5	10.5
	长 时 制(km/h)	12.75	17	16	16.6	15.9
	结 构(km/h)	24	25	25	21	21
牵 引 电 动 机	型 号	ZQ-12A	ZQ-21	ZQ-24	ZQ-30-3	ZQ-30-4
	每台机车电机数量 (台)	1	2	2	2	2
	转速(小时制/长时 制/最大)(r/min)	480/720/1400	600/926/1400	500/875/1400	1435/2263/3014	1435/2175/3014
	电流(小时制/长 时制)(A)	59/23	95/34	50.5/19.6	134/56	62/26.5
	功率(小时制/长 时制)(kW)	12.2/4.8	21/7.4	24/9.5	30/12	30/13
外形尺寸(总长×总宽 ×司机室高)(mm)		2700×1250×1550	4500× ¹⁰⁶⁰ ₁₃₆₀ ×1550	4500× ¹⁰⁶⁰ ₁₃₆₀ ×1550	¹⁰⁵⁶ 4615×1218×1600 1356	¹⁰⁵⁶ 4615×1218×1600 1356
主要电弓至轨面高度 (mm)		1650~2050	1800~2200	1800~2200	1800~2200	1800~2200
旁受电弓至轨面高度 (mm)		—	—	—	—	—
旁弓工作范围至机车纵 向中心线距离(mm)		—	—	—	—	—
制动装置种类		手制动、电阻制动	手制动、电阻制动	手制动、 电阻制动	空气制动、电阻 制动、手制动	空气制动、电阻 制动、手制动
空气制动机型式		—	—	—	CA10直通型	CA10直通型
空压机型号及台数		—	—	—	3Z-0.2/7×1	3Z-0.2/7×1
机 车 制	常用制动(N)	3760	8900	8900	12960	12960
动 力	紧急制动(N)	—	—	—	16080	16080
附 注					1.派生型产品可 配底脚式矿车作 双机牵引运行 2.将取代 ⁶ ZK10-7/250 ₉	1.将取代 ⁶ ZK10-7/550 ₉ 2.控制电压440 V 3.其余同左

注：资料来源于常州工矿电机车厂。

主要技术参数表(一)

表 1-1-5

下 用				直 流 露 天 用		
ZK14- $\frac{7}{9}$ /250-3	ZK14- $\frac{6}{9}$ /550	ZK14- $\frac{6}{9}$ /550-C	ZK20- $\frac{7}{9}$ /550	ZL14- $\frac{7}{9}$ /650-1	ZL20- $\frac{7}{9}$ /750	ZL40- $\frac{7}{9}$ /750
14	14	14	20	14	20	40
250	550	550	550	550	750	750
762、900	600、762、900	600、762、900	762、900	762、900	762、900	762、900
2	2	2	2	2	2	2+2
1700	1700	1700	2500	2050	3000	2000
—	—	—	—	—	—	7700
760	760	760	840	840	840	840
两级齿轮减速	两级齿轮减速	两级齿轮减速	两级齿轮减速	两级齿轮减速	两级齿轮减速	两级齿轮减速
17.5068	14.4163	14.4163	14.4163	12.031	10.3147	10.148 10.160
320、430	320、430	320、430	500	380、490、600	600	600
12	10	12	25	20	30	40
26670	26670	26670	39230	31380	39230	78450
—	9320	9320	13040	10790	31090	62270
12.9	12.9	12.9	13.2	15.8	18.6	18.9
—	18	18	19.4	23.2	19.3	19.7
27	27	27	25	30	35.7	36.2
ZQ-52-1	ZQ-52	ZQ-52	ZQ-78	ZQ-78	ZQ-110	ZQ-110
2	2	2	2	2	2	4
1300/1820/2800	1300/1820/2800	1300/1820/2800	1200/1760/2365	1200/1760/2365	1212/1265/2410	1212/1265/2410
230/	105/50	105/50	154/75	154/75	161/135	161/135
52/	52/25.5	52/25.5	78/38	78/38	110/91	110/91
4900×1360×1600	4900×1360×1600	4900×1360×1600	7100×1400×1700 7400×1600×1900	5450×2000×3000	7500×2300×3200	12000×2500 ×3200
2000~3200	2000~3200	2000~3200	2400~3400	3550~4350	3750~4550	3750~4550
—	—	—	—	2900~3300	3050~3600	3050~3600
—	—	—	—	1750~2200	2100~2600	2250~2750
空气制动、电阻 制动、手制动	空气制动、电阻 制动、手制动	空气制动、电阻 制动、手制动	空气制动、电阻 制动、手制动	空气制动、电阻 制动、手制动	空气制动、电阻 制动、手制动	空气制动、电阻 制动、手制动
CA10直通型	CA10直通型	CA10直通型	直通型(自制)	CA10直通型	CA10直通型	CA10直通型
3z-0.2/7×1	3z-0.2/7×1	3z-0.2/7×1	3z-0.4/10×1	3z-0.4/10×2	z-1.8/8×1	z-1.8/8×2
17530	17530	17530	26600	19190	25240	56440
23380	23380	23380	31450	24690	36050	80600
	1.正试制双 机牵引ZK14- 7/550-1C 2.待发展可控硅 脉冲调速型品种 3.600mm轴距 的机车在试制中	1.用于配底 卸式矿车作及 机牵引运行, 过卸载坑 2.控制电压 440V	1.控制电压 为24V 2.如用户需 要列车制动, 可带两台0.42 m ³ 空压机 3.中间司机室	1.已取代ZL 14-7/550型电 机车 2.控制电压 24V	1.牵引电动 机的冷却方式 为强迫通风	1.中间两个 司机室 2.牵引电动 机的冷却方式 为强迫通风

矿用架线式电机车

型 号	粘着质量 (t)	轨 距 (mm)	供电电压 (V)	小时制牵引力 (N)	速 度 (km/h)		电动机小时制功率 (kW)	调 速 方式	制 动 方式
					小时制	最大			
ZK1.5-7/100 6/100 9/100	1.5	600 762 900	100	2650	4.54	10	3.5	电 阻	机 械
ZK1.5-7/250 6/250 9/250	1.5	600 762 900	250	3240	6.6	13.2	6.5	电 阻	机 械
ZK3-7/250-1 6/250-1 9/250-1	3	600 762 900	550	5740	7.5	15	6.5×2	可控硅	机 械
ZK3-7/250-2 6/250-2 9/250-2	3	600 762 900	250	5740	7.5	15	6.5×2	电 阻	机 械
ZK6-7/550 6/550 9/550	6	600 762 900	550	11960	10	20	18×2	电 阻	机械、 电气
ZK7-7/250 6/250 9/250	7	600 762 900	250	13040	11	25	20.6×2	电 阻	机械、 电气
ZK-10-7/250-3 6/250-3 9/250-3	10	600 762 900	250	18930	10.5	21	30×2	电 阻	机械、 电气
ZK-10-7/250-c 6/250-c 9/250-c	10	762 900	250	18930	10.5	21	30×2	电 阻	机械、 电气
ZK-10-7/550-4 6/550-4 9/550-4	10	600 762 900	550	18930	10.5	21	30×2	电 阻	机械、 电气
ZK-10-7/550-1c 6/550-1c 9/550-1c	10	762 900	550	18930	10.5	21	30×2	可控硅	机械、 电气

注：资料来源于湘潭电机厂。

蓄电池电机车主

型 号	粘着质量 (t)	轨 距 (mm)	蓄电池总电压 (V)	小时制牵引力 (N)	速 度 (km/h)		电动机小时制功率 (kW)	调 速 方式	制 动 方式
					小时制	最大			
XK2.5-7/48-2A 6/48-2A 9/48-2A	2.5	600 762 900	48	2550	4.54	10	3.5	电 阻	机 械
XK5-7/90 6/90 9/90	5	600 762 900	90	7060	7	14	7.5×2	可控硅	机 械
XK8-7/132-1A 6/110-1A 9/132-1A	8	600 762 900	110 132 132	11180	6.2 7.5 7.5	25	11×2	电 阻	机 械
XG12-7/256 6/256 9/256	12	762 900	256	18930	9.6	20	30×2	蓄电池电 机并串联	机械、 气动

注：资料来源于湘潭电机厂。

主要技术数据(二)

表 1-1-6

最小弯道半径 (m)	外形尺寸 (mm)							制动力(N)	
	总长	宽度	轨面至顶棚高	受电器工作高度	固定轴距	车轮直径	牵引高度	常用制动	紧急制动
5	2340	950 950 1200	1550	1600~2000	650	φ460	320		360
5	2370	914 1076 1214	1550	1800~2200	650	φ460	320		
6	2750	950 1112 1250	1550	1800~2200	850	φ520	210 320		1171
6	2750	950 1112 1250	1550	1800~2200	850	φ520	210 320		
7	4430	1050 1212 1350	1600	1800~2200	1150	φ680	320 430		
7	4470	1054 1354 1354	1500	1800~2200	1100	φ680	320 430		839
10	4660	1050 1212 1350	1600	2000~2400	1220	φ680	320 430		
10	4620	1382 1520	1600	2000~2400	1220	φ680	320 430		
10	4660	1050 1212 1350	1600	2000~2400	1220	φ680	320 430		
10	4620	1360	1600	2000~2400	1220	φ680	320 430		

主要技术数据(三)

表 1-1-7

最小弯道半径 (m)	蓄电池容量 (A·h)	外形尺寸 (mm)						制动力(N)	
		总长	宽度	轨面至顶棚高	固定轴距	车轮直径	牵引高度	常用制动	紧急制动
5	308	2450	950 950 1100	1550	650	460	320		3530
6	330	2750	1000 1170 1300	1550	850	520	210 320		
7	400	4430	1054 1354 1354	1550	1100	680	210 320		
15	520	5250	1450 1450	1900	1750	680	320 430		

1.2.2 车辆选型

1.2.2.1 运矿(岩)车辆选型

目前,国内矿山运矿(岩)车辆主要有固定式、翻斗式、曲轨侧卸式、底卸式、底侧卸式及梭式矿车等型式。

矿车型式的选择主要根据运输矿物种类、矿石性质(块度、粉矿和泥水含量、粘结性等),运输量和运距、装卸矿方式、料流的落差、使用地点等条件来确定。

1.2.2.2 矿车选型要点

(1) 对运输系统比较复杂的矿山,矿车选型须通过技术经济比较后确定。

(2) 为减少列车编组、调度和维修方面的复杂性,全矿力求车型和规格最少,选用一种或两种为宜(辅助及杂用车辆除外)。

(3) 根据设计需要和可能,尽量选用较大容积的矿车。

(4) 由于曲轨侧卸式矿车在卸矿时产生很大的冲击,故一般不选用 4m^3 以上的大型矿车。

(5) 固定点气动侧卸式矿车的卸矿效率较低,因而不推荐使用。

(6) 底侧卸式矿车比底卸式矿车优点多,应优先选用。

阶段运输量与矿车容积的一般关系见表1-1-3。

各种矿车的特点及适用条件见表1-1-8。

各种矿车特点及适用条件

表 1-1-8

矿车 型式	用 途	卸车方式及设备	优 点	缺 点	适用条件
固定式 矿 车	主要用于运输矿石,当废石卸点固定或经常移动时,也可用于运输废石	列车不摘钩用电动机翻车机卸车,小型单车可用无动力翻车架或无动力翻车机卸车	结构简单、车皮系数小、坚固耐用、成本及经营费用低、不漏矿、不污积巷道	卸车设备较复杂、地下卸矿站硐室或地面卸矿站工程量大、矿石易结底	对粘结性大的矿石不大适用
翻斗式 矿 车	主要用于运输废石及井下充填料、巷道衬砌用料。对于小型矿山可同时用于运输矿石和废石	常用人工翻卸,当卸点固定或不经常移动时,可用无动力翻车架(固定式及移动式)卸车	结构简单、卸车方式灵活、卸车设备简单	用人工翻卸时,卸车效率不高、车皮系数较大、维修量大	一般矿山都可用
侧卸式 矿 车	用于运输矿石和废石	曲轨卸车	连续卸车速度快、卸车效率高、卸车设备简单	结构较复杂、维修量大、成本和经营费较高、侧门漏粉矿和泥水、损失矿物、污积巷道、过曲轨卸车时冲击大	对矿石中含粉矿、含泥、含水量大的矿山不适用,特别是对于贵重金属矿山,不宜采用
底卸式 矿 车	用于运输矿石和废石	曲轨卸车	连续卸车速度快、卸车效率高、矿石不易结底	结构较复杂、成本高、车宽较固定式和侧卸式矿车大,增加巷道工程量;卸矿站结构较侧卸式复杂。卸车时冲击力大,需控制速度,对曲轨冲击严重	适用于大中型矿山
底侧卸 式矿车	用于运输矿石和废石	曲轨卸车	具有底卸式矿车全部优点,卸矿站能双向进出车,可不设回车道,车场简单;卸矿站地坑短、深度小;矿石不碰曲轨;卸车速度平稳,前冲击力很小	结构较复杂、成本较高,车体宽度大,增加巷道工程量	适用于大中型矿山
梭 式 矿 车	转载运输废石	连续自卸式	能自卸、转载运输能力大、效率高、使用灵便	结构复杂,设备外形尺寸大,车皮系数大	用于平巷掘进或大中型矿山转载运输废石
自行式 矿 车	用于采场、巷道运输矿石或地面排废	曲轨自卸式	能自卸、设备较简单	单车转载,运输能力低,车皮系数大	短距离转运物料用

地下矿用矿车规格及主要参数见表1-1-9。

地下矿用矿车规格及主要参数表

表 1-1-9

型式	型号	车厢容积 (m³)	最大载重量 (kg)	轴距 (mm)	外形尺寸 (mm)		车轮直径 (mm)	倾角 (°)	车厢长度 (mm)	挂型式	钩		碰头型式	轴型式	轴型式	质量 (kg)	标准或设计、制造单位
					长	宽					牵引高度 (mm)	牵引力 (kN)					
固定式	YGC0.5-6	0.5	1250	600	1200	850	1000		910	单环	320	59	橡胶	刚性	7512	450	GB2885.1-81
	YGC0.7-6	0.7	1750	600	1500	850	1050		1210	单环	320	59	橡胶	刚性	7512	500	GB2885.1-81
	YGC1.2-6	1.2	3000	600	1900	1050	1200		1500	万能链	320	59	橡胶	橡胶	7512	720	GB2885.1-81
	YGC1.2-7			762						三环链	320	59				730	
	YGC2-6	2	6000	600	3000	1200	1200		2650	万能链	320	59	弹簧	橡胶	7516	1330	GB2885.1-81
	YGC2-7			762												1350	
转式	YGC4-7	4	10000	762	3700	1330	1550		3300	万能链	320	59	弹簧	橡胶	7519	2620	GB2885.1-81
	YGC4-9			900												2900	
	YGC10-7	10	25000	762	7200	1500	1550		6780	万能链	430	78	弹簧	橡胶	7519	7000	GB2885.1-81
	YGC10-9			900												7080	
转式	YFC0.5-6	0.5	1250	600	1500	850	1050		1110	单环	320	59	橡胶	刚性	7512	580	GB2882-81
	YFC0.7-6	0.7	1750	600	1650	980	1200		1160	单环	320	59	橡胶	橡胶	7512	710	GB2885.2-81
	YFC0.7-7			762						三环链	320	59				720	
	YCC0.7-6	0.7	1750	600	1650	980	1050		1300	单环	320	59	橡胶	橡胶	7512	750	GB2885.3-81
转式	YCC1.2-6	1.2	3000	600	1900	1050	1200		1600	单环	320	59	橡胶	橡胶	7512	1000	GB2885.3-81
	YCC2-6	2	5000	600	3000	1250	1300		2500	单环	320	59	弹簧	橡胶	7516	1830	GB2885.3-81
	YCC2-7			762												1880	
	YCC4-7	4	10000	762	3900	1400	1650		3200	单环	430	59	弹簧	橡胶	7519	3230	GB2885.3-81
转式	YDC4-3			900												3300	
	YDC4-7	4	10000	762	3900	1600	1600		3415	单环	600	59	弹簧	橡胶	7519	4320	GB2885.4-81
	YDC6-7	6	15000	762	5400	1750	1650		4345	单环	730	59	弹簧	橡胶	7516	6320	GB2885.4-81
	YDC6-9	6		900												6380	
转式	DC-2-6	2		600	3240	1200	1310			单环	430					2320	(1)
	4m³底侧卸矿车	4		762	3500	1450	1700			单环	450					3540	(1)
	6m³底侧卸矿车	6	15000	300	3833	1900	1800			单环	440	59	橡胶			5745	(2)
	YDC0.9(6)-1底侧卸	0.9	1300	600	1600	1000	1200		3742							725	(3)
其他非标准矿车	0.9m³电动自行	0.9	2000	600	1615	1050	1225									600	(4)
	1.4m³矿车	1.4	3500	600	1900	1140	1350										(4)
	KGS-T型曲轨侧卸	6															(5)

注: (1)北京有色冶金设计研究总院; (2)长沙有色冶金设计研究院, 图号: 通用CJ976; (3)麻阳铁矿; (4)向山铁矿; (5)武汉第三通用机械厂。

矿车配套设备参考表见表1-1-10。

矿车配套设备参考表

表 1-1-10

矿车 型式	矿车型号	装 载 机	放矿闸门 规 格 (m)	矿 石 块 度 (mm)	电机车 (t)	罐笼底板 底板尺寸 (mm)	卸 载 设 备 类型或图号	转载斗车
固 定 车 箱 式	YGC 0.5-6	华-1	0.7×0.6	0~350	1.5, 3	1300×980	翻 车 架	
	YGC 0.7-6	华-1(加高)	0.9×0.85	0~400	1.5, 3	1800×1080 3200×1440	翻 车 架	DC0.35
	YGC 1.2-6	H-600 FZH-5	1.0×0.85	0~500	6, 7	2000×1180	翻 车 机	
	YGC 1.2-7	ZCZ-26				4000×1476		
	YGC 2-6	H-600 FZH-5	2.0×1.3	0~750	6, 7, 10	3200×1440	翻 车 机	
	YGC 2-7	ZCZ-26						
	YGC 4-7		2.5×1.7	0~1000	14	4000×1476	翻 车 机	
	YGC 4-9							
	YGC10-7		3.0×2.1	0~1200	20		翻 车 机	
	YGC10-9				14双机			
翻 转 车 箱 式	YFC 0.5-6	华-1(加高)	0.9×0.6	0~350	1.5, 3	1800×1080 3800×1440	翻 车 架	
	YFC 0.7-6	H-600 FZH-5	1.0×0.6	0~350	3, 6, 7	1800×1080	翻 车 架	
	YFC 0.7-7	ZCZ-26					翻 车 架	
单 侧 曲 轨 侧 卸 式	YCC0.7-6	华-1(加高)	0.9×0.6	0~400	3, 6, 7	1800×1080	YCC0.7(6)QG YCC0.7(6)YQG	DC0.35
	YCC 1.2-6	H-600 FZH-5 ZCZ-26	1.0×0.85	0~500	6, 7	2000×1180	YCC1.2(6)QG YCC1.2(6)YQG	DC0.5
	YCC 2-6	FZH-5	2.0×1.3	0~750	6, 7, 10	3200×1440	YCC 2 (6)QG	DC0.75
	YCC 2-7	ZCZ-26					YCC 2 (7)QG	
	YCC 4-7		2.5×1.7	0~1000	14	4000×1800	YCC 4 (7)QG	
	YCC 4-9						YCC 4 (9)QG	

续表

矿车型式	矿车型号	装载机	放矿闸门规格 (m)	矿块石度 (mm)	电机车 (t)	罐笼底板底板尺寸 (mm)	卸载设备类型或图号	转载斗本
底卸式	YDC 4-7		2.0×1.3	0~750	6双机	4000×1800	YDC 4 (7)×2	
	YDC 6-7							
	YDC 6-9		2.5×1.7	0~1000	10双机		YDC 6 (7)×2	

梭式矿车规格性能见表1-1-11。

S系列梭式矿车规格性能表

表 1-1-11

型号	容积 (m³)	装量 (t)	轴距 (mm)	转向架中心距 (m)	转弯半径 (m)	卸载高度 (m)	卸载时间 (min)	外形尺寸 (mm)	质量 (t)	转载方式	适应巷道尺寸 (m)	电机型号 功率 (kW)	最大运行速度 (km/h)	制造厂
S4	4	10	600	3	8	1.2	1	6285×1280×1610	5.55	搭接	2.2×2.2	JB1, 7.5	20	吉林市矿山机械厂
S6	6	15	600	3.3	15	1.25	1	7160×1450×1650	7.65	搭接	2.4×2.4	JB1, 10.5	20	
S6	6	15	600	3.3	15	1.25	1	7160×1450×1650	7.65	搭接	2.4×2.4	TM, 8×2	20	
S8	8	20	600 762 900	5.4	15	1.25	1.5	9540×1570×1640	10	搭接	3×3	JB1, 13	20	
S8	8	20	600 762 900	5.4	15	1.25	1.5	9540×1570×1640	10	搭接	3×3	TM, 10.5×2	20	
SD-5	5	12.5	600 762	3.91	单车7 搭接15	1.2	1.24	8930×1074×1670	6	搭接	2×2 以上			昆明冶金机械厂

1.2.2.3 辅助车辆选型

辅助车辆主要包括平板车、材料车、炸药车、水车、卫生车、食品车等，应根据矿山运输具体条件和需要来选用。

各种辅助车辆技术规格见表1-1-12。

1.2.2.4 平巷人车选型

按《冶金矿山安全规程》规定：由井底车场或平硐口到工作地点所经平巷长度超过1500m时，应设专用人车运送人员。

平巷人车的技术规格见表1-1-12。

表 1-1-12

辅助车辆规格参数表

类别	型号	容积 (m ³)	载重 (kg)	轴距 (mm)	外形尺寸(mm)		轴距 (mm)	车箱 长度 (mm)	轮径 (mm)	联接器			标准或图号	设计单位或制造厂
					长	宽	高			型式	高度 (mm)	牵引力 (kN)		
平板车	YPC 1(6)		10000	600	1500	850	400	500	500	单环	320	59	GB2885.5-81	
	YPC 3(6)		3000	600	1900	1050	426	600	300	单环	320	59	GB2885.5-81	
	YPC 3(7)			762									GB2885.5-81	
	YPC 5(6)			600									GB2885.5-81	
	YPC 5(7)		5000	762	3000	1200	510	1000	400	单环	320	59	GB2885.5-81	
	YPC 5(9)			900									GB2885.5-81	
材料车	10t		10000	750	3020	1180	570		1100	链环	500		4备36	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
	2m长木材车		3000	762	2000	1100	1176	700	300				131064	北京有色冶金设计研究总院
	3m长木材车		2000	600	32400	1050	1200	1000	300	三环槽	320	29	OB-011690	北京有色冶金设计研究总院
	YLC 1(6)		1000	600	1900	1050	1200	600	300	单环	320	59	GB2885.6-81	
	YLC 1(7)			762										
	2t		2000	762	2000	880	1151			三链环	320			江油矿山机械厂
炸药车	YLC 3(6)		3000	600	3000	1200	1200	1000	400	单环	320	59	GB2885.6-81	
	YLC 3(7)			762										
	YLC 3(9)			900										
	0.5t		500	600	2358	1050	1365				329		4备66	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
	1t		1000	800	2390	1010	1277				320		4备70	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
	3t		3000	900	3020	1410	1987				500		4备78	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
卫生车	0.6m ³	0.6		900	2092	1155	1000				320		4备107	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
	PRC-12		12	600	4280	1020	1525		450		320	29		吉林市矿山机械厂
	PRC-18		18	762	4280	1300	1525		450		320	29		吉林市矿山机械厂
	PRC-18		18	900	4280	1300	1525		450		320	29		吉林市矿山机械厂

1.2.3 运输主参数选取

1.2.3.1 机车粘着系数

1. 电机车运输粘着系数

电机车运输粘着系数 φ

表 1-1-13

项 目	起 动		运 行		制 动 时
	不撒砂	撒 砂	固定线上	移动线上	
井下窄轨	0.18	0.22~0.25	0.18	0.18	0.18~0.18
露天窄轨	0.20	0.25~0.27	0.20	0.18	0.18~0.2

注：本表数据系常州工矿电机厂于1985年10月提供。

2. 内燃机车运输粘着系数

$$\varphi = 0.25 + \frac{8}{100 + 20v} \quad (1-1-1)$$

式中 v —— 机车运行速度, km/h。

1.2.3.2 机车车辆基本阻力

1. 电机车运行基本阻力

电机车运行单位基本阻力 ω

表 1-1-14

电机车粘着质量(t)	3	6.7	10	14	20	40
固定线上(N/t)	98	79	69	59	48	48
移动线上(N/t)	147	118	98	88	68	68

注：本表数据来源同表1-1-13之注。

2. 矿车组运行阻力

1) 矿车组运行和起动基本阻力

矿车组运行及起动单位基本阻力

表 1-1-15

矿车容积 (m ³)	运行单位基本阻力 (N/t)				起动单位基本阻力 (N/t)			
	固 定 线 路		移 动 线 路		固 定 线 路		移 动 线 路	
	重车组 ω_1	空车组 ω_2	重车组 ω_1	空车组 ω_2	重车组 ω_{1g}	空车组 ω_{2g}	重车组 ω_{1g}	空车组 ω_{2g}
≤0.75	88	108	127	167	132	162	191	250
1.2	78	98	118	147	118	147	177	221
2.0	69	88	108	137	103	132	162	208
4.0	59	78	98	118	88	118	147	177
6.0	49	64	69	98	74	96	103	147
10	34	54	59	88	51	81	88	132

注：1. 矿车组起动单位基本阻力 $\omega_{1g} = 1.5\omega_1$, $\omega_{2g} = 1.5\omega_2$;

2. 表中数据均对车辆轮对为滚动轴承而言，如为滑动轴承应增加1/3。

2) 弯道附加阻力

按以下两种情况计算:

(1) 当弯道长度大于列车长度时

$$\omega_w = \frac{1177(S + L_{w0})}{R} \delta \beta \quad (1-1-2)$$

式中 ω_w ——弯道单位附加阻力, N/t;

S ——轨距, m;

L_{w0} ——矿车轴距, m;

R ——弯道曲率半径, m;

δ ——矿车荷载影响系数, 空车 $\delta = 1$, 重车 $\delta = 0.85$;

β ——轨道表面状态影响系数, 对于干轨道 $\beta = 1$, 对于潮湿轨道 $\beta = 0.45$ 。

(2) 当弯道长度小于列车长度时

$$\omega_w = \frac{1177(S + L_{w0})}{R} \delta \beta \frac{L_w}{L_l} \quad (1-1-3)$$

式中 L_w ——弯道长度, m;

L_l ——列车长度, m。

3) 起动附加阻力

$$\omega_{qf} = 1079a$$

式中 ω_{qf} ——起动单位附加阻力, N/t;

a ——起动加速度, 一般情况 $a = 0.03 \sim 0.05 \text{ m/s}^2$ 。

1.2.3.3 行车速度

机车的型式和规格、运输距离、作业地点(地面或地下)、线路条件(轨型大小, 弯道多少)、道岔数量等, 对机车的运行速度有很大影响。目前矿车尚无制动装置, 因受重车下坡制动条件的限制, 很难实现高速运行, 设计中一般按平均速度计算。运距在一公里以上时按表1-1-16选取。

机车平均运行速度

表 1-1-16

机车质量 (t)		3	7	10	14	20
平均速度	(km/h)	5~7	10~12	10~12	12~14	14~16
	(m/s)	1.39~1.94	2.78~3.33	2.78~3.33	3.33~3.89	3.89~4.44

注: 1. 阶段线路运距短, 轨道铺设质量差时, 无论机车大小均取 $5 \sim 7 \text{ km/h}$;

2. 运距大于 2 km 的平硐取大值。

运输人员时, 列车行驶速度每秒不得超过 3 m 。

1.2.3.4 装车时间

1. 国内部分矿山装车时间

国内部分矿山装车时间见表1-1-17。

2. 设计采用的装车时间

设计采用的装一辆车的时间见表1-1-18。

国内部分矿山装车时间 (t_z)

表 1-1-17

矿山名称及运输地点	矿 车		装 矿 设 备	装 矿 时 间			附 注
	容 积 (m^3)	每列 车数 (辆)		同时装车 闸 门 数 (台)	一辆车 (s)	一列车 (min)	
德兴铜矿+125m主平硐	9(固)	8	2200×1800气动链式闸门	2	30	3~4	只用一台装车, 二次移位
铜矿峪铜矿690m平硐	10(固)	8	2000×1400气动指状闸门	2	30	3.5~4	
凤凰山铜矿-240m阶段	7(底)	6	2000×1100气动反扇形闸门	1	30	3	
梅山铁矿-200m阶段	6(气侧)	5(6)	2000×1100气动反扇形闸门	1	30	3	矿石含粉矿,水 大粘性强
金山店铁矿-60m阶段	6(气侧)	5	1200×2双台板振动放矿机	双台板	30~60		
			1000×1单台板振动放矿机	单台板	180~240		
宜春铜矿主平硐	4(侧)	12	2050×1000带有振动放矿装 置的指状闸门	1	20	3~5	矿石含粉矿量大 粘性强
大厂铜矿505m阶段	8(底)	10	1700×1300气动反扇形闸门	1			
大姚铜矿	2.5(侧)	12	1200×900 气动链式闸门	1	30	10	
弓长岭铁矿	2(侧)	8	1500×1200气动链式闸门	1		12	
梓树沟铁矿	6(底)	12	2500×1900气动链式闸门	1	50	4~6	
符山铁矿	1.6(侧)	11	1510×1000气动指状闸门	1	19	3~4	
齐大山铁矿	27(准轨自翻)	8	3200×2100气动指状闸门	1	50	5~8	
兰尖铁矿	44(准轨自翻)	10	BZG3.4×8米板式给矿机	1	50~70	15~18	

设计采用装一辆车的时间 (t_{zA})

表 1-1-18

矿 车 容 积 (m^3)	手动闸门 (s)	各类气动闸门 (s)	振动放矿机 (s)	附 注
≤1.2	60~120	30~40	30~40	1.包括移车对位时间。当2次对 位装车时,用表中上限值; 2.两个闸门同时装两个矿车时, 列车总装车时间减半; 3.对粘性强结的矿石,放矿较困 难时,装车时间应乘以1.3~1.7的 系数
2		40~50	40~50	
4		50~60	50~60	
6		60~75	60~75	
10		60~90	60~90	
12		75~90	60~90	
准轨车辆20~50		10~120		

板式给矿机装车时间可参考表1-1-17选取,或按下式计算。

$$t_{zA} = \frac{V\psi}{Fv\rho} \quad (1-1-4)$$

$$F = Bh$$

式中 t_{zA} ——板式给矿机装一辆车的时间, s;

V ——矿车容积, m^3 ;

F ——溜槽截面积, m^2 ;

B ——矿仓(溜井)放矿口宽度(一般为链板宽度的0.9倍), m;

h ——矿层厚度, m;

ψ ——矿车装满系数, $V < 1m^3$ 时, 取 $\psi = 0.9 \sim 0.95$; $V > 1m^3$ 时, 取 $\psi = 0.8 \sim 0.9$;

ρ ——溜槽充满系数, 一般取0.8;

v_1 ——链板移动速度, 一般为0.15~0.25m/s。

1.2.3.5 卸车时间

1. 国内部分矿山卸车时间见表1-1-19。

国内部分矿山卸车时间

表 1-1-19

矿山名称及 运输地点	矿 车		调 车 方 式	卸车设备	卸车时车速及卸车时间			附 注
	容 积 (m ³)	每列 车数 (辆)			车 速 (m/s)	一 辆 车 (s)	一 列 车 (min)	
德兴铜矿+125 m 水平选厂卸矿站	9(固)	8 13	翻车机前调头顶车卸矿	单车翻车机不摘钩		30 40	4~5 8~10	共三个卸矿站 摘挂钩搬道 每班8人
铜矿峪铜矿690 m 水平选厂卸矿站	10(固)	8	翻车机前调头顶车卸矿	单车翻车机不摘钩		30		
凤凰山铜矿-240 m阶段	7(底)	6	双机列车通过卸矿空列 车折返	底卸式曲轨		15		
梅山铁矿-200m 阶段	6(气侧)	5~6				净卸10	2	
金山店铁矿-60 m 阶段	6(气侧)	5	机车牵引卸矿后通过	固定点气动卸载			3~4	
宜春钨矿选矿厂卸 矿站	4(侧)	12		侧卸式曲轨	1			
大厂锡矿505 m阶 段	6(底)	10	双机列车通过卸矿, 空 列车折返	底卸式曲轨	1		50~60s	
桦树沟铁矿	6(底)	11		底卸式曲轨	0.55~1	5.64	62s	
向山硫铁矿转运站	1.4(固)		单车翻卸, 人工推进拉 出	尽头式前倾翻车架		30~40		
符山铁矿地面矿仓 卸矿站	1.6(侧)	11		侧卸式曲轨			40s	
河北铜矿地面选厂 卸矿站	2(固)	10	翻车机前调头顶车卸矿	双车翻车机不摘钩		20~25	2~3	
银山铅锌矿地表选 厂矿仓	0.7(翻)	38		人工翻卸			10	翻车工每班6 人
龙烟铁矿地表斜坡 矿仓	0.75(翻)	20		机动强迫式翻车架			1~2	每班7人
凤凰山煤矿	6(底)	11	机车摘钩调头推送甩车 过曲轨卸矿, 拉空列 车返回	底卸式曲轨	0.49	12~15	3	

2. 设计采用的卸车时间见表1-1-20。

设计采用的卸车时间及卸车速度

表 1-1-20

矿车型式	矿车容积 (m^3)	卸车方式	卸车速度 v_x (m/s)	卸车时间(s)	
				一辆车 t_1	一列车 t_{1x}
翻斗式	0.5~0.7	人推	—	60	$t_{1x} = nt_1$
	0.5~0.7	强迫式翻车架	0.2~0.25		$t_{1x} = \frac{L}{v_x}$
固定式	0.5~1.2	前倾式翻车架	—	30~40	$t_{1x} = nt_1$
	0.7~2	电动翻车机		25~30	
	4~10			30~40	
侧卸式	$\leq 2, 4 \sim 6$	侧卸式曲轨	0.3 ~ 0.6 0.25 ~ 0.3		$t_{1x} = \frac{L}{v_x}$
	6	固定点气动卸载装置	—	30~40	$t_{1x} = nt_1$
	4~6	自行式翻车机	—	30~40	
底卸式	2~6	底卸式曲轨	0.5~1		$t_{1x} = \frac{L}{v_x}$
底侧卸式	2~12	底侧卸式曲轨	0.5~1		

注: 1. n —列车的矿车数;

2. 当采用双车翻车机卸载时, 可近似取 $0.7t_{1x}$;

3. L —列车的长度, m 。

1.2.3.6 让车时间、等待时间

(1) 让车时间 t_r , 每个让车道停车 $3min$ 。

(2) 等待时间 t_w 系指在某区段或停车线上, 由行车调度计算确定的列车等待时间, 包括列车行进信号闭塞区段所必须按规定等待的时间。

(3) 意外耽搁时间 t_{dw} , 一个循环取 $3min$ 。

1.2.3.7 加权平均运距、平均坡度

1. 加权平均运距

当电机车在多条线路上作业时, 其运距按加权平均的运距计算 L_p (m)

$$L_p = \frac{A_1 L_1 + A_2 L_2 + \dots + A_n L_n}{A_1 + A_2 + \dots + A_n} \quad (1-1-5)$$

式中 $A_1, A_2, \dots, A_n$ ——各出矿点的出矿量, t ;

$L_1, L_2, \dots, L_n$ ——各出矿点至卸矿点的运输距离, m 。

2. 平均坡度

当线路坡度不同时, 为计算方便, 可用平均坡度作为计算坡度。

$$i_p = \frac{i_1 L_1 + i_2 L_2 + \dots + i_n L_n}{L_1 + L_2 + \dots + L_n} \quad (1-1-6)$$

式中 i_p ——平均坡度, $\%$;

$i_1, i_2, \dots, i_n$ ——各段线路的坡度, $\%$;

$L_1, L_2, \dots, L_n$ ——各段线路的长度, m 。

1.2.3.8 计算坡度

把列车组成计算中代入计算的坡度统称为计算坡度,以*i*表示。下坡时,*i*取负值代入计算式。

当计算条件不同时,*i*的含义不同,按以下情况分别选取。

(1) 按重列车起动和制动条件计算时,*i*应以就地起动和制动处的坡度*i₀*、*i₁*代替。

(2) 按电机发热条件计算时,对于直线或弯道很少的线路,*i*应按具体条件分别以轨道设计坡度、等阻坡度或平均坡度代替,即*i*=*i_s*,*i*=*i₀*,或*i*=*i_p*。对于弯道较多的线路,应加入弯道阻力对牵引电动机发热的影响。用下式换算成假定坡度。

$$i_j = \frac{\sum \omega_w L_w}{L} \quad (1-1-7)$$

式中 *i_j*——假定坡度, N/t;

L——线路的运输距离, m。

此时*i*分别以*i*=*i_s*+*i_j*, *i*=*i₀*+*i_j*, *i*=*i_p*+*i_j*之值代入。

(3) 按等速稳定运行条件计算时,计算坡度的确定原则与第二种情况基本相同,并且也要计入*i_j*。

1.2.3.9 制动距离

按《冶金矿山安全规程》规定,井下运输列车制动距离为:

(1) 运送人员时,不得超过20m;

(2) 运送物料时,不得超过40m。14t以上大型电机车或双机牵引运输,应根据运输条件予以确定,但不得超过80m。

1.2.3.10 运输不均衡系数

一般取1.2~1.25。出矿量变化较大(如长壁式采矿法)的运输阶段,取1.3。

1.2.3.11 班工作时间

根据运输地点及运输任务的不同,可按表1-1-21选取。

班 工 作 时 间 *T_班* (h)

表 1-1-21

项 目	主 平 副	转 运 阶 段	生 产 阶 段
只 运 货 物	6.5	6.0	5.5
运 货 物 人 员	6.5	6.5	6.0

每班运送人员的时间,不超过40~60min。

1.2.3.12 电机车在调车作业时电动机的附加发热系数

附加发热系数按表1-1-22选用。

电机车在调车作业时电动机的附加发热系数 α

表 1-1-22

项 目	运 输 距 离 (m)		
	<1000	1000~2000	>2000
架线式电机车	1.30	1.25	1.16
蓄电池电机车	1.15	1.1	1.05

1.3 机车牵引方式及运输计算

1.3.1 机车牵引方式

地下机车运输一般采用单机牵引。对于大中型矿山，运输任务特别繁忙或有特殊要求时，通过技术经济比较，如双机或多机牵引方式效益明显时，应予采用。当车组为底侧卸式、底卸式时，亦需采用双机牵引。

双机（多机）牵引可分为首部、首中、首尾牵引等三种方式，其特点、适用条件及实例见表1-1-23。

机车牵引方式、特点、适用条件及实例

表 1-1-23

项 目	机车在列车中的位置及控制	适用条件	优 缺 点	实 例
单机牵引	机车置于列车首部	适用于除底卸式、底侧卸式矿车以外的各种车辆	列车组成简单，解体组列方便 灵活 受电和控制系统简单 连接器受力大	
双机首部牵引	两台机车串联置于列车首部。统一受电，集中控制，同步运行和制动		列车组成简单，解体组列方便 灵活 控制系统复杂 连接器受力大	德兴铜矿125 m阶段主运输道为14t双机牵引9m ³ 固定式矿车 落雪矿为14t双机牵引10m ³ 固定式矿车
双机首中牵引	两台机车分别置于列车首部和中部 分别受电，集中控制，同步运行和制动	适用于底卸式和底侧卸式矿车，但不适用于固定式矿车	列车组成复杂，解体组列不方便 受电和控制系统复杂 电缆易损坏 连接器受力大	
双机首尾牵引	两台机车分别置于列车首部和尾部 分别受电，集中控制，同步运行和制动		列车组成较复杂，解体组列不方便 受电和控制系统复杂 电缆易损坏 可双向行驶，调车作业简便	凤凰山铜矿7t双机牵引7m ³ 底卸式矿车 大厂锡矿10t双机牵引6m ³ 底卸式矿车

1.3.2 双机牵引效率

双机牵引效率可按0.85~0.95考虑。

1.3.3 列车组成计算

1.3.3.1 电机车牵引计算

电机车牵引计算见表1-1-24。

为避免满载列车下坡制动时，超过有关矿山安全规程规定的制动距离，计算时必须按

电 机 车 牵 引 计 算

表 1-1-24

计 算 项 目	计 算 公 式	符 号 含 义 及 数 据
I. 按重列车上坡起动条件计算机车牵引质量(t)	$Q_{sh} \leq \frac{1000 \varphi g p - p(\omega_{js} + gi + \omega_m + \omega_{qj})}{\omega_{js} + gi + \omega_m + \omega_{qj}}$ 注: 起动地段如为平坡, 或无弯道时, 不计入 i, ω_m	p——机车计算质量, t, 电机车、内燃机车则为机车质量; φ——机车粘着系数, 见1.2.3.1表1-1-13;
II. 按电动机发热条件计算 ^①	$KF_{dx} \leq F_{sh}$ K——储备系数, 1.1~1.2.	F_{sh}——电机车长时制牵引力, N, 查表1-1-5~表1-1-7;
(1) 一次循环中电机的等效牵引力 $F_{dx}(N)$	$F_{dx} = \alpha \sqrt{\frac{F_1^2 t_{11} + F_2^2 t_{12}}{T}}$	各型号电机车牵引电动机特性曲线见图1-1-1~图1-1-8^②;
(2) 等速运行牵引力		ω_{js}——机车起动时单位基本阻力, $\omega_{js} = 1.5\omega$, 见表1-1-14;
重列车 $F_1(N)$	$F_1 = p(\omega_j - gi) + Q_{11}(\omega_j - gi)$	ω_{js}——重车组起动时单位基本阻力, 见表1-1-15;
空列车 $F_2(N)$	$F_2 = p(\omega_j + gi) + Q_{21}(\omega_j + gi)$	$\omega_j, \omega_1, \omega_2$——分别为机车和重、空车组的单位基本阻力, 见表1-1-14和表1-1-15;
(3) 重列车和空列车运行速度 $v_1, v_2(m/h)$	v_1, v_2 根据 F_1, F_2 数值由牵引电动机特性曲线图中查得	i——计算坡度, 见1.2.3.3;
(4) 列车平均运行速度 v		Q_{11}——重矿车组质量, t;
重列车 $v_{1p}(m/s)$	$v_{1p} = 0.75v_1$	Q_{21}——空矿车组质量, t;
空列车 $v_{2p}(m/s)$	$v_{2p} = 0.75v_2$	L——单程运距, m, 当对每段线路单独计算时, 应分别以该段运距代入, 几条线路合并成一个计算系统时, 应以加权平均运距代入;
(5) 列车连续运行时间		T_{sh}, T_{sh}'——分别为装车场、卸车场调车总时间;
重列车运行时间 t_{11} (min)	$t_{11} = \frac{L}{60v_{1p}}$	$T_{sh} = t_{11} + t_{d1}$, min;
空列车运行时间 t_{12} (min)	$t_{12} = \frac{L}{60v_{2p}}$	$T_{sh}' = t_{12} + t_{d1}$, min;
往返一次运行时间 t_2 (min)	$t_2 = t_{11} + t_{12}$	t_{11}, t_{12} 的计算见1.2.3.4及1.2.3.5;
(6) 列车往返一次全部时间 T (min)	$T = t_2 + T_{sh} + T_{sh}' + t_{1n} + t_r + t_{1m}$	t_{d1} 的确定见1.6.3;
(7) 运行时间系数 τ	$\tau = \frac{t_2}{T}$	t_{1n}——列车等待时间, 见1.2.3.6;
按满足电动机温升条件简便计算机车牵引质量(t)	$Q_{sh} \leq \frac{1}{\omega_j - gi} \left[\frac{F_{sh}}{K\alpha\sqrt{\tau}} - p(\omega_j - gi) \right]$	t_r——列车让车时间, 见1.2.3.6;
III. 按重列车下坡制动条件计算机车牵引质量(t)	$Q_{sh} \leq \frac{B_s + p_s(\omega_j - \omega_{js})}{\omega_{js} - \omega_1}$	t_{1m}——列车意外耽搁时间, 见1.2.3.6;
(1) 机车制动力 $B_s(kN)$	B_s 各型号机车制动力数值查表1-1-5~表1-1-7, 当查无此数值时, 可按下式近似计算(仅供参考); $B_s \leq \varphi_s g p_s$	p_s——机车制动轴粘着质量, 一般即机车质量, t;
(2) 制动时列车单位惯性阻力(机车有闸, 车辆无闸) ω_{js} (N/t)	$\omega_{js} = \frac{4.17v_{1p}^2}{L_s - \frac{v_{1p}^2}{3.6}} - ig$	v_s——制动开始时列车速度, km/h;
(3) 列车空走时间 t_{1n} (s)	$t_{1n} = 0.5 + 0.2n - 0.01ni$	L_s——制动距离, m;
IV. 高原地区气动制力的修正	见1.3.3.2	G_s——矿车质量, t;
V. 按上述各种条件计算后, 取 Q_{sh} 最小值, 求出每列车的矿车数 n (辆)	$n = \frac{Q_{sh}}{G_s + G_{zs}}$	G_{zs}——每辆矿车有效载重量, t
VI. 列车有效载重量 $Q_{1x}(t)$	$Q_{1x} = nG_s$	

注: ①当线路采用等阻坡度(或相近), 可不作电动机发热条件计算, 而按满足电动机温升条件的简便公式计算机车牵引质量;

②电机车牵引特性曲线图示系单台电动机数值, 其牵引力 F, I_{sh} 各乘以电动机台数, 再与II项计算数值核对;

窄轨内燃机车牵引计算可参阅I、III项。

厂家给定的机车制动力求出机车牵引质量。从计算式亦可看出，欲实现列车规定的制动距离，就必须对机车限速运行。设计时应按不同路段坡度计算出保证安全制动距离相应的上限行车速度值，并按此进行运输计算。

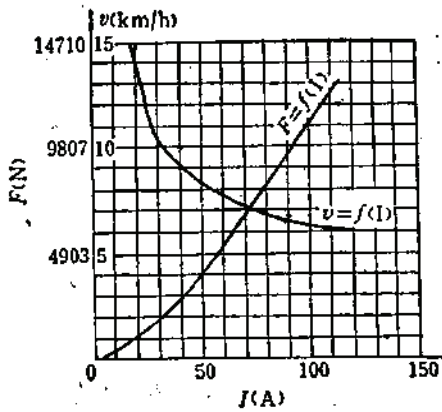


图 1-1-1 ZK3- $\frac{6}{9}$ / $\frac{250}{1}$ TH 型电机车牵引特性曲线

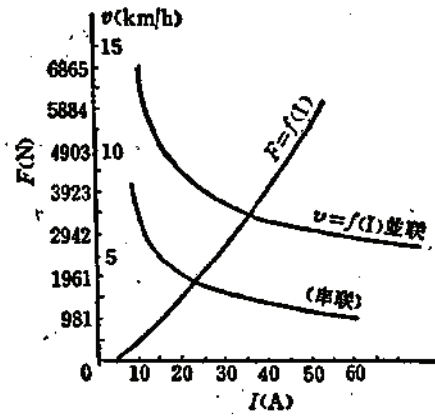


图 1-1-2 ZK3- $\frac{2}{2}$ TH 型电机车牵引特性曲线

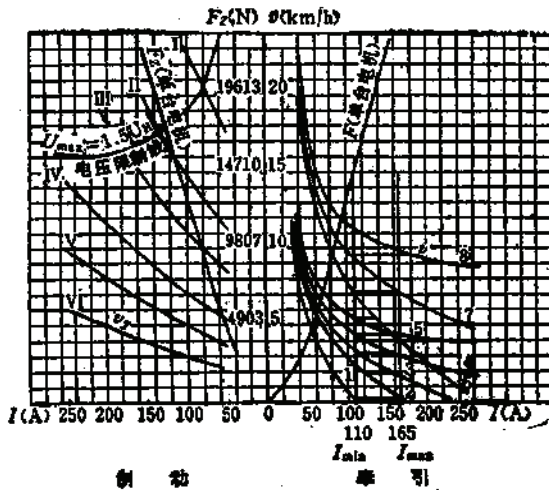


图 1-1-3 ZK10- $\frac{6}{9}$ / $\frac{250}{1}$ TH

型电机车牵引特性曲线及制动特性曲线

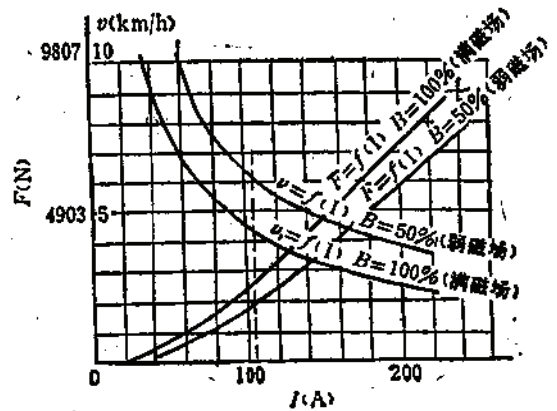


图 1-1-4 XK2.5- $\frac{6}{9}$ / $\frac{48}{1}$ TH(A)

型电机车牵引特性曲线

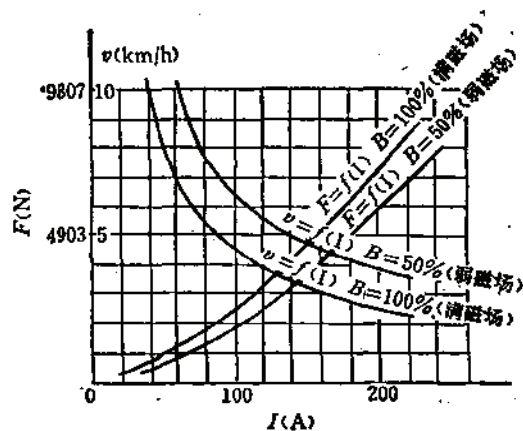


图 1-1-5 XK2.5- $\frac{6}{9}$ /48-KBT 型
电机车牵引特性曲线

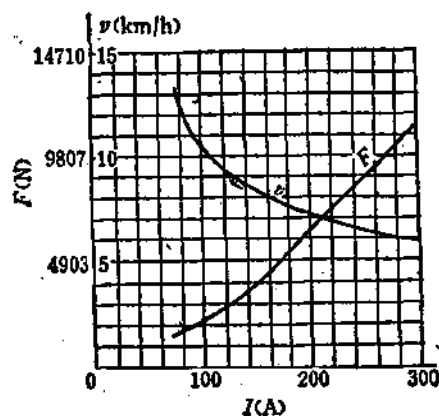


图 1-1-6 XK5- $\frac{6}{9}$ /90-KBT
型电机车牵引特性曲线

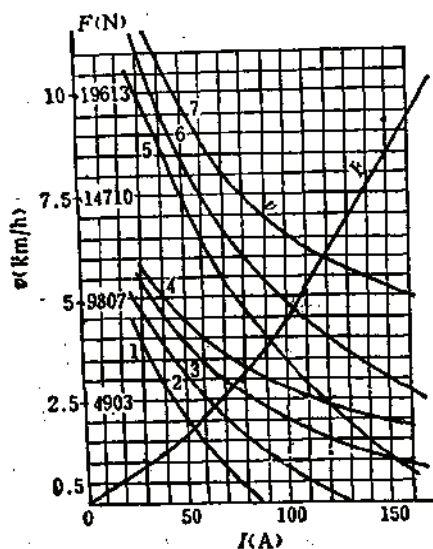


图 1-1-7 XK8-6/110-1A 型电机
车牵引特性曲线

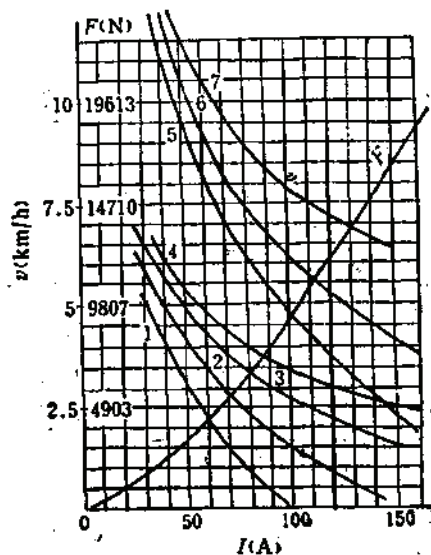


图 1-1-8 XK8- $\frac{7}{9}$ /132-1A
型电机车牵引特性曲线

1.3.3.2 电机车牵引质量

不同技术条件下电机车牵引质量见表1-1-25~表1-1-26。

表 1-1-25

重车上坡、弯道启动条件电机车牵引质量和车辆数

电机车 粘着 质量 (t)	矿车 类型	矿车 容积 (m³)	牵引 方式	重 车 上 坡 起 动 条 件													
				不 同 坡 度 (%)													
				3	4	5	6	7	10	12	3	4	5	6	7	10	12
3	翻斗式	0.5	单机	22.6 16~13	21.5 15~12	20.4 14~11	19.4 13~11	18.5 13~10	16.2 11~9	14.9 10~8	16.5 11~9	15.8 11~9	15.2 10~8	14.6 10~8	14 10~8	12.5 8~7	11.7 8~6
	固定式			22.6 17~14	21.5 17~13	20.4 16~12	19.4 15~12	18.5 14~11	16.2 12~10	14.9 11~9	16.9 13~10	16.2 12~10	15.6 12~9	14.9 11~9	14.4 11~9	12.8 10~8	11.9 9~7
	翻斗式	0.7	单机	22.6 12~9	21.5 11~9	20.4 11~8	19.4 10~8	18.5 10~8	16.2 8~7	14.9 8~6	16.1 8~6	15.4 8~6	14.8 8~6	14.3 7~6	13.7 7~5	12.3 6~5	11.5 6~4
	固定式			22.6 13~10	21.5 13~10	20.4 12~9	19.4 11~9	18.5 11~8	16.2 9~7	14.9 9~7	16.5 10~7	15.8 9~7	15.2 9~7	14.6 8~7	14 8~6	12.5 7~6	11.7 7~5
	侧卸式			22.6 12~9	21.5 11~9	20.4 10~8	19.4 10~8	18.5 9~7	16.2 8~6	14.9 7~6	16.1 8~6	15.4 8~6	14.8 7~6	14.3 7~6	13.7 7~5	13.3 6~5	11.5 6~4
6	翻斗式	0.7	单机	46.1 24~20	43.7 23~19	41.6 22~18	39.6 21~17	37.7 20~16	33 17~14	30.4 16~13	32.8 17~14	31.5 17~13	30.3 16~13	29.1 15~12	28 15~12	25.1 13~10	23.4 12~10
	固定式			46.1 28~22	43.7 26~21	41.6 25~19	39.6 24~19	37.7 23~18	33 20~15	30.4 18~14	33.7 20~16	32.3 19~15	31 18~14	29.8 18~14	28.6 17~13	25.6 16~12	23.9 14~11
	侧卸式	1.2	单机	46.1 24~19	43.7 23~18	41.6 22~17	39.6 21~16	37.7 20~16	33 17~14	30.4 16~13	32.8 17~14	31.5 16~13	30.3 16~12	29.1 15~12	28 14~12	25.1 13~10	23.4 12~10
	固定式			46.7 18~14	46.9 17~13	44.5 16~12	42.2 15~12	40.2 15~11	34.9 13~10	32 11~9	34.7 12~10	33.2 12~9	31.8 11~9	30.6 11~8	29.4 10~8	26.2 9~7	24.4 9~7
	侧卸式			46.7 16~13	46.9 15~12	44.5 15~12	42.2 14~11	40.2 13~10	34.9 11~9	32 10~8	34.7 11~9	33.2 11~8	31.8 10~8	30.6 10~8	29.4 9~7	26.2 8~7	24.4 8~6
7	翻斗式	0.7	单机	53.8 29~23	51 27~22	48.5 26~21	46.2 24~20	44 23~19	38.5 20~16	35.5 19~15	38.3 20~16	36.8 19~15	35.3 19~15	33.9 18~14	32.7 17~14	29.3 16~12	27.3 14~11
	固定式			53.8 32~25	51 31~24	48.5 29~23	46.2 28~22	44 27~21	38.5 23~18	35.5 21~17	39.3 24~18	37.7 23~18	36.1 22~17	34.7 21~16	33.4 20~16	29.9 18~14	27.9 17~13

续表

电机车 粘着 重量 (t)	矿 车 类 型	矿车 容积 (m ³)	牵引 方式	重车上坡起动条件													
				不同坡度 (%)													
				3	4	5	6	7	10	12	3	4	5	6	7	10	12
7	侧卸式	0.7	单机	53.8 28~23	51 27~21	48.5 25~20	46.2 24~19	44 23~18	38.5 20~16	35.5 18~15	38.3 20~16	36.8 19~15	35.3 18~15	33.9 18~14	32.7 17~14	29.3 16~12	27.3 14~11
	固定式			57.9 21~16	54.8 20~15	51.9 19~15	49.3 18~14	46.8 17~13	40.7 15~11	37.4 13~10	40.5 15~11	38.8 14~11	37.1 13~10	35.7 13~10	34.3 12~9	30.6 11~8	28.5 10~8
	侧卸式	1.2	单机	57.9 19~15	54.8 18~14	51.9 17~14	49.3 16~13	46.8 15~12	40.7 13~11	37.4 12~10	40.5 13~10	38.8 13~10	37.1 12~10	35.7 12~9	34.3 11~9	30.6 10~8	28.5 9~7
	固定式		单机	62.8 13~10	59.1 12~10	55.8 12~8	52.8 11~9	50.1 10~8	43.2 9~7	39.4 8~6	42 9~7	40.1 8~6	38.4 8~6	36.8 8~5	35.3 7~6	31.4 6~5	29.2 6~4
	侧卸式	2.0	单机	62.8 12~9	59.1 11~9	55.8 10~8	52.8 10~8	50.1 9~7	43.2 8~6	39.4 7~6	42 8~6	40.1 7~6	38.4 7~6	36.8 7~5	35.3 6~5	31.4 6~4	29.2 5~4
	底侧卸式		双机	119.3 21~17	112.3 20~16	106 19~15	100.3 18~14	95.1 17~13	82 14~12	75 13~10	79.7 14~11	76.2 13~11	73 13~10	69.9 12~10	67.1 12~9	59.7 10~8	55.5 9~8
	底卸式			130.2 12~9	122 11~9	114.6 10~8	108 10~8	102.1 9~7	87.3 8~6	79.4 7~5	85.8 7~6	81.8 7~6	78.1 7~5	74.7 6~5	71.5 6~5	63.2 6~4	58.6 5~4
	底侧卸式	4.0	双机	130.2 12~10	122 12~9	114.6 11~9	108 10~8	102.1 10~8	87.3 8~6	79.4 7~6	85.8 8~6	81.8 8~6	78.1 7~6	74.7 7~5	71.5 7~5	63.2 6~5	58.6 5~4
	固定式		单机	90.6 19~15	85.2 18~14	80.5 17~13	76.1 16~13	72.2 15~12	62.3 13~10	56.9 12~9	60.5 13~10	57.9 12~9	55.4 12~9	53.1 11~9	51 11~8	45.4 9~7	42.1 9~7
	侧卸式	2.0	单机	90.6 17~14	85.2 16~13	80.5 15~12	76.1 14~11	72.2 14~11	62.3 12~9	56.9 11~8	60.5 11~9	57.9 11~9	55.4 10~8	53.1 10~8	51 9~7	45.4 8~7	42.1 8~6
10	底侧卸式		双机	172.1 30~25	162 29~23	152.9 27~22	144.6 26~21	137.2 24~20	118.3 21~17	108.1 19~15	115 20~16	110 19~16	105.3 18~15	100.9 18~14	96.9 17~14	86.2 15~12	80.1 14~11
	底卸式			187.8 17~14	175.9 16~13	165.3 15~12	155.8 14~11	147.3 13~11	125.9 11~9	114.5 10~8	123.7 11~9	118 10~8	112.7 10~8	107.7 9~8	103.2 9~7	91.3 8~6	84.5 7~5
	侧卸式	4.0	双机	187.8 18~14	175.9 17~14	165.3 16~13	155.8 15~12	147.3 14~11	125.9 12~10	114.5 11~9	123.7 12~9	118 11~9	112.7 11~8	107.7 10~8	103.2 10~8	91.3 9~7	84.5 8~6
	底侧卸式			187.8 18~14	175.9 17~14	165.3 16~13	155.8 15~12	147.3 14~11	125.9 12~10	114.5 11~9	123.7 12~9	118 11~9	112.7 11~8	107.7 10~8	103.2 10~8	91.3 9~7	84.5 8~6

续表

电 机 车 粘 着 重 量 (t)	矿 车 类 型	矿 车 容 积 (m³)	牵 引 方 式	重 车 上 坡 起 动 条 件						重 车 上 坡 鸣 笛 通 道 起 动 条 件							
				不 同 坡 度 (%)						不 同 坡 度 (%)							
				3	4	5	6	7	10	12	3	4	5	6	7	10	12
10	底 卸 式	6.0	双 机	206.7 12~10	192.5 11~9	180 11~9	168.9 10~8	158.9 9~7	134.6 8~6	121.7 7~6	129.4 8~6	123.1 7~6	117.4 7~5	112.1 6~5	107.1 6~5	94.4 5~4	81.2 5~4
	底 侧 卸 式			206.7 13~10	192.5 12~10	180 11~9	168.9 10~8	158.9 10~8	134.6 8~6	121.7 7~6	128.8 8~6	122.6 7~6	116.9 7~6	111.6 7~5	106.7 6~5	94 6~4	86.9 5~4
	固 定 式	4.0	单 机	139.7 14~11	130.8 13~10	123 13~10	115.9 12~9	109.5 11~9	93.7 9~7	85.2 9~7	92.1 9~7	87.8 9~7	83.8 8~7	80.2 8~6	76.8 8~6	67.9 7~5	62.9 6~5
	侧 卸 式			139.7 14~11	130.8 13~10	123 12~9	115.9 11~8	109.5 11~8	93.7 9~7	85.2 8~6	92.1 9~7	87.8 8~7	83.8 8~6	80.2 8~6	76.8 7~6	67.9 6~5	62.9 6~5
14	底 卸 式	6.0	双 机	292.1 18~14	272 16~13	254.4 15~12	238.7 14~12	224.6 13~11	190.2 11~9	172.1 10~8	182.9 11~9	174.1 10~8	165.9 10~8	158.4 9~7	151.5 9~7	133.5 8~6	123.4 7~6
	底 侧 卸 式			292.1 18~15	272 17~14	254.4 16~13	238.7 15~12	224.6 14~11	190.2 12~9	172.1 11~8	182.1 11~9	173.3 11~9	165.2 10~8	157.8 10~8	150.9 9~7	133 8~6	122.9 7~6
	固 定 式	10.0	单 机	180.3 7~6	166.2 7~5	153.9 6~5	143.2 6~4	133.8 5~4	111.3 4~3	99.7 4~3	108.1 4~3	102.4 4~3	97.1 4~3	92.3 3~3	87.9 3~2	78.7 3~2	70.5 3~2
	固 定 式			342.7 14~11	315.7 13~10	292.4 12~9	272.1 11~9	254.2 10~8	211.4 9~7	189.5 8~6	205.4 8~6	194.5 8~6	184.5 7~6	175.5 7~5	167.1 7~5	145.7 6~4	133.9 5~4
20	固 定 式	10.0	单 机	260 11~8	239.6 10~8	221.9 9~7	206.5 8~6	192.9 8~6	160.5 6~5	143.9 6~4	158 6~5	147.7 6~4	140.1 6~4	133.2 5~4	126.9 5~4	110.7 4~3	101.7 4~3
	固 定 式		双 机	494 21~16	455.2 19~15	421.6 18~14	392.3 16~13	366.6 15~12	305 13~10	273.4 11~9	296.3 12~10	280.5 12~9	266.2 11~8	253.1 10~8	241.1 10~8	210.3 9~7	193.3 8~6

注: 1. 数据单位 质量(t)
辆数~辆数

2. 松散物料密度 $\rho = 1.8 \sim 2.5 \text{ t/m}^3$, 矿车装满系数 $\varphi = 0.9$.

重车下坡制动条件电机

电机 车粘 着质量 (t)	矿 车 类 型	矿车 容积 (m ³)	牵引 方式	制动开始时			
				7			
				轨 路 坡 度			
				3	4	5	6
3	翻斗式 固定式	0.5	单机	$\frac{67 \sim 77.3}{47 \sim 45}$	$\frac{61.4 \sim 70.2}{43 \sim 41}$	$\frac{56.5 \sim 64.3}{40 \sim 37}$	$\frac{51.7 \sim 58.4}{37 \sim 33}$
				$\frac{62 \sim 73.1}{49 \sim 46}$	$\frac{57.1 \sim 66.6}{45 \sim 42}$	$\frac{52.8 \sim 61}{41 \sim 38}$	$\frac{48.9 \sim 55.7}{38 \sim 35}$
	翻斗式 固定式	0.7	单机	$\frac{81.7 \sim 95}{44 \sim 41}$	$\frac{73.7 \sim 84.9}{40 \sim 37}$	$\frac{67 \sim 75.9}{36 \sim 33}$	$\frac{60.7 \sim 68}{32 \sim 29}$
				$\frac{74.7 \sim 88.8}{45 \sim 42}$	$\frac{68.2 \sim 79.9}{41 \sim 38}$	$\frac{62 \sim 71.8}{38 \sim 34}$	$\frac{56.7 \sim 64.1}{34 \sim 31}$
	侧卸式			$\frac{82.6 \sim 96.1}{43 \sim 41}$	$\frac{74.7 \sim 86.2}{39 \sim 36}$	$\frac{67.3 \sim 76.9}{36 \sim 32}$	$\frac{61 \sim 68.4}{32 \sim 29}$
6	翻斗式 固定式	0.7	单机	$\frac{104.2 \sim 122.7}{56 \sim 53}$	$\frac{97.7 \sim 114.7}{52 \sim 49}$	$\frac{91.9 \sim 107}{49 \sim 46}$	$\frac{86.7 \sim 100.5}{46 \sim 43}$
				$\frac{94.4 \sim 113.5}{57 \sim 54}$	$\frac{89.1 \sim 106.8}{54 \sim 51}$	$\frac{84 \sim 99.8}{51 \sim 48}$	$\frac{79.7 \sim 93.9}{48 \sim 45}$
	侧卸式			$\frac{105.4 \sim 124.1}{56 \sim 53}$	$\frac{98.2 \sim 116.9}{52 \sim 49}$	$\frac{93.3 \sim 108}{49 \sim 46}$	$\frac{87.8 \sim 101.3}{46 \sim 43}$
	固定式 侧卸式	1.2	单机	$\frac{131.7 \sim 156.4}{49 \sim 45}$	$\frac{121.8 \sim 143.6}{45 \sim 41}$	$\frac{113.5 \sim 131.4}{42 \sim 38}$	$\frac{105.2 \sim 120.7}{39 \sim 35}$
				$\frac{140.6 \sim 164.4}{47 \sim 44}$	$\frac{130.2 \sim 150.1}{44 \sim 40}$	$\frac{120 \sim 137.1}{40 \sim 37}$	$\frac{111 \sim 125.7}{37 \sim 33}$
7	翻斗式 固定式	0.7	单机	$\frac{102.1 \sim 120.4}{55 \sim 52}$	$\frac{95.8 \sim 112.4}{51 \sim 48}$	$\frac{90.1 \sim 104.8}{48 \sim 45}$	$\frac{84.5 \sim 97.9}{45 \sim 42}$
				$\frac{93 \sim 111.9}{57 \sim 53}$	$\frac{87.4 \sim 104.7}{53 \sim 50}$	$\frac{82.4 \sim 97.3}{50 \sim 47}$	$\frac{77.8 \sim 91.1}{47 \sim 44}$
	侧卸式			$\frac{103.3 \sim 121.7}{55 \sim 52}$	$\frac{97.3 \sim 113.6}{51 \sim 48}$	$\frac{91 \sim 105.8}{48 \sim 45}$	$\frac{85.7 \sim 98.7}{45 \sim 42}$
	固定式 侧卸式	1.2	单机	$\frac{129.1 \sim 153.3}{48 \sim 44}$	$\frac{119.2 \sim 139.9}{44 \sim 40}$	$\frac{110.4 \sim 127.7}{41 \sim 37}$	$\frac{102.1 \sim 116.3}{38 \sim 34}$
				$\frac{137.8 \sim 161.2}{46 \sim 43}$	$\frac{126.8 \sim 146.8}{43 \sim 39}$	$\frac{116.7 \sim 132.7}{39 \sim 36}$	$\frac{107.7 \sim 121.4}{36 \sim 32}$
	固定式 侧卸式	2.0	单机	$\frac{171.3 \sim 196.9}{37 \sim 33}$	$\frac{153.4 \sim 173.1}{33 \sim 29}$	$\frac{138.7 \sim 152.1}{30 \sim 26}$	$\frac{122.6 \sim 134.5}{27 \sim 23}$
				$\frac{182.4 \sim 206.5}{35 \sim 32}$	$\frac{162.3 \sim 180.1}{31 \sim 28}$	$\frac{144.3 \sim 158.1}{28 \sim 24}$	$\frac{128.5 \sim 138.8}{25 \sim 21}$
	底侧卸式		双机	$\frac{247.5 \sim 281.2}{44 \sim 41}$	$\frac{227.9 \sim 255.9}{40 \sim 37}$	$\frac{209.8 \sim 231.9}{37 \sim 34}$	$\frac{192.4 \sim 210.8}{34 \sim 31}$
	固定式 侧卸式						

车牵引质量和车辆数

表 1-1-26(1)

列车速度 v_x (km/h)

10

f (%)

7	10	12	3	4	5	6
47.5~53 34~30	37.1~40 26~23	31.6~33.5 22~19	31.6~35 22~20	29.3~32.4 21~18	27.6~30.1 19~17	25.9~28~ 18~16
45~50.7 35~32	35.6~38.9 28~24	30.6~32.8 24~20	29.9~33.6 23~21	28.1~31.2 22~19	26.2~29 20~18	24.7~27.1 19~17
54.8~60.6 29~23	40.9~43.4 22~19	34.2~35.8 18~15	36.1~39.8 19~17	33.2~36.5 18~15	31~33.5 16~14	28.8~31 15~13
51.6~58 31~27	39.1~42.4 24~20	33.1~34.9 20~17	34~38 20~18	31.6~35.1 19~16	29.2~32.4 18~15	27.5~30 16~14
55.3~60.8 29~26	40.9~43.8 22~18	34.3~36 18~15	36.4~39.8 19~17	33.6~36.6 17~15	31.1~33.7 16~14	28.9~31.1 15~13
81.8~94 44~40	68.8~77.3 37~33	61.7~68.2 33~29	55.8~63.3 30~27	52.9~59.4 28~26	50.1~56.6 27~24	47.8~53.6 25~23
75.3~88.4 46~42	64.2~73.4 39~35	57.7~65.3 35~31	51.6~59.8 31~28	48.8~56.6 30~27	45.8~53.8 28~25	44.5~50.8 27~24
82.8~94.8 44~40	69~77.7 37~33	61.9~68.6 33~29	56.3~63.9 29~27	53.4~60.2 28~25	50.6~57.1 26~24	48.3~53.8 25~23
97.7~110.9 36~32	78.8~86.7 29~25	68.9~74.4 25~21	66.4~75 24~21	62.5~70.3 23~20	58.6~65.6 22~19	65.7~61.2 20~18
102.9~114.3 34~31	82~88.4 27~24	70.9~75.8 24~20	69.8~77.1 23~21	65.6~72.4 22~19	60.9~67.8 21~18	58~63.4 19~17
79.4~91.1 43~39	66.4~74.3 35~32	58.7~65.1 32~28	54~61.3 29~26	51.1~57.3 27~25	48.3~54.4 26~23	45.9~51.4 24~22
72.9~85.7 45~41	61.6~70.3 38~34	55.4~62 34~30	49.9~57.9 30~27	47.1~54.7 29~26	45~51.6 27~24	42.7~48.8 26~23
80.4~91.8 42~39	67.1~74.6 35~32	59.6~65.2 31~28	54~61.6 29~26	51.6~58.1 27~24	48.7~54.7 25~23	46.4~51.6 24~22
94.4~106.7 35~31	75.4~82.2 28~24	65.3~70.3 24~20	64~71.5 23~21	59.9~67.1 22~19	56.2~62.7 21~18	53.1~58.6 19~17
99.3~110.5 33~29	78.2~84.6 26~22	66.9~71.7 23~19	67~74.4 22~20	62.8~69.4 21~18	58.4~64.5 20~17	55.3~60.4 18~16
111.2~119.9 24~20	82.9~86.8 18~15	69.9~72.5 15~12	76.9~83.6 16~14	71.3~76.7 15~13	66.1~70.6 14~12	61.5~65.6 13~11
115.2~123 22~19	85~88 16~14	70.9~73.4 14~11	80.1~86.1 15~13	73.8~78.8 14~12	68.4~72.5 13~11	63.3~68.8 12~10
177~193 31~28	139.6~148.5 25~21	120.6~126.8 21~18	121.8~133 21~19	114.1~123.8 20~18	107.2~114.8 19~17	100.3~107.2 18~16

电 机 车 粘 着 质 量 (t)	矿 车 类 型	矿 车 容 积 (m³)	牵 引 方 式	制 动 开 始 时				
				10				
				轨 路 坡 度				
				7	10	12	8	4
3	翻斗式 固定式	0.5	单机	24.2~26.2 17~15	20.3~21.6 14~12	18~19.1 13~11	20.8~22.4 14~13	19.5~21.2 14~12
				23.2~25.2 18~16	19.5~21 15~13	17.4~18.5 14~12	20~21.9 15~13	18.7~20.4 15~13
	翻斗式 固定式	0.7	单机	26.8~28.7 14~12	21.8~23.1 12~10	19.5~20.2 10~9	23.1~24.8 12~10	21.7~23.1 11~10
				25.7~27.8 15~13	21.1~22.5 13~11	18.9~20 11~9	22.2~24.1 13~11	20.8~22.5 12~10
	侧卸式			27~28.9 14~12	22.1~23.1 11~10	19.6~20.5 10~8	23.2~24.9 12~10	21.8~23.1 11~10
6	翻斗式 固定式	0.7	单机	45.5~50.6 24~22	39.6~43.4 21~19	36.4~39.8 19~17	39.2~43.5 21~19	37.4~41.5 20~18
				42.1~48.4 26~23	37.2~41.7 22~20	33.9~38.2 21~18	36.8~41.4 22~20	35.1~39.5 21~19
	侧卸式			45.9~50.6 24~22	40~43.9 21~18	36.5~40 19~17	39.4~44.1 21~18	37.6~41.5 20~18
	固定式 侧卸式	1.2	单机	52.6~57.5 19~17	45~48.9 16~14	40.8~44 15~12	45.2~50.3 17~14	43.2~47.5 16~13
				54.7~59.4 18~16	46.5~50 15~13	42~44.7 14~12	47.2~51.3 16~14	44.9~48.9 16~13
7	翻斗式 固定式 侧卸式	0.7	单机	43.8~48.4 23~21	37.7~41.2 20~18	34.4~37.6 18~16	37.6~41.7 20~18	35.8~39.7 19~17
				40.4~46.4 25~22	35.4~39.6 21~19	32.5~36.1 19~17	35.1~39.7 21~19	33.4~37.8 20~18
				44~48.4 23~21	38~41.7 20~17	34.7~37.8 18~16	37.8~41.7 20~18	35.9~39.7 19~17
	固定式 侧卸式	1.2	单机	50.2~54.8 18~16	42~46 16~13	38.4~40.9 14~12	43.3~47.1 16~14	41.1~44.8 15~13
				52~56.5 17~15	43.5~47 15~12	39.5~42 13~11	45~49.1 15~13	42.5~46.1 14~12
	固定式 侧卸式 底侧卸式	2.0	单机	57.4~60.9 12~10	47.4~49.7 10~8	42.1~43.8 9~7	49.8~53.5 11~9	47.2~50.1 10~8
				59.1~62 11~9	48.5~49.9 9~8	42.9~44.1 8~7	51.7~54.8 10~8	48.6~50.8 9~8
			双机	94.4~100.6 17~15	80.2~85 14~12	71.8~75.9 13~11	82.5~87.9 14~13	77.5~83.7 14~12

续表

列车速度 v , (km/h)

12				14		
1 (%)						
5	6	7	10	12	3	4
<u>18.6~20</u> 13~11	<u>17.6~18.6</u> 12~11	<u>16.5~17.8</u> 12~10	<u>14.4~15</u> 10~9	<u>13.1~13.7</u> 9~8	<u>14.4~15.2</u> 10~9	<u>13.7~14.6</u> 9~8
<u>17.8~19.4</u> 14~12	<u>17~18.3</u> 13~11	<u>16.1~17.2</u> 12~11	<u>13.8~14.9</u> 11~9	<u>12.6~13.5</u> 10~8	<u>13.8~15</u> 11~9	<u>13.3~14.1</u> 10~9
<u>20.3~21.8</u> 11~9	<u>19.2~20.2</u> 10~9	<u>18.2~19.3</u> 9~8	<u>15.5~16.1</u> 8~7	<u>14~14.7</u> 7~6	<u>15.7~16.6</u> 8~7	<u>14.8~15.4</u> 8~7
<u>19.5~21.1</u> 12~10	<u>18.5~19.9</u> 11~9	<u>17.5~18.6</u> 10~9	<u>15~15.9</u> 9~7	<u>13.6~14.2</u> 8~7	<u>15.1~16.2</u> 9~7	<u>14.4~15.4</u> 8~7
<u>20.3~21.9</u> 11~9	<u>19.3~20.5</u> 10~8	<u>18.3~19.9</u> 9~8	<u>15.6~16.1</u> 8~7	<u>14.1~14.7</u> 7~6	<u>15.7~16.6</u> 8~7	<u>14.8~15.8</u> 8~6
<u>35.9~39.8</u> 19~17	<u>34.2~37.9</u> 18~16	<u>32.8~36.2</u> 17~15	<u>28.9~31.7</u> 15~13	<u>26.9~29.3</u> 14~12	<u>28.6~31.5</u> 15~13	<u>27.5~30</u> 14~13
<u>33.5~37.9</u> 20~18	<u>32.1~36.2</u> 19~17	<u>30.8~34.6</u> 18~16	<u>27.3~30.6</u> 16~14	<u>25.4~28.2</u> 15~13	<u>27~30.2</u> 16~14	<u>25.9~28.9</u> 15~13
<u>36~39.8</u> 19~17	<u>34.6~38.1</u> 18~16	<u>33~36.3</u> 17~15	<u>29.2~31.9</u> 15~13	<u>27~29.4</u> 14~12	<u>28.8~31.6</u> 15~13	<u>27.7~30</u> 14~13
<u>41.1~45</u> 15~13	<u>39.2~42.7</u> 14~12	<u>37~40.1</u> 14~12	<u>32.7~35.3</u> 12~10	<u>30.1~32.3</u> 11~9	<u>32.5~35.4</u> 12~10	<u>31.2~33.8</u> 11~9
<u>42.7~46.2</u> 14~12	<u>40.6~43.9</u> 13~15	<u>38.6~41.7</u> 13~11	<u>33.8~36.1</u> 11~9	<u>31~32.6</u> 10~9	<u>33.8~36.2</u> 11~9	<u>31.8~34.6</u> 11~9
<u>34.1~37.6</u> 18~16	<u>32.4~35.8</u> 17~15	<u>31~34.2</u> 16~14	<u>27.4~29.4</u> 14~13	<u>25.2~26.9</u> 13~12	<u>27~29.6</u> 14~12	<u>25.5~28.2</u> 14~12
<u>32~36</u> 19~17	<u>30.6~34.3</u> 18~16	<u>29.3~32.8</u> 17~15	<u>25.8~28.6</u> 15~13	<u>23.9~26.3</u> 14~12	<u>25.5~28.4</u> 15~13	<u>24.1~26.9</u> 15~13
<u>34.2~38</u> 18~16	<u>32.8~36</u> 17~15	<u>31.3~34.4</u> 16~14	<u>27.5~30</u> 14~12	<u>25.3~27.4</u> 13~11	<u>27.2~29.7</u> 14~12	<u>26.1~28.4</u> 13~12
<u>39~42.5</u> 14~12	<u>37~40.3</u> 13~11	<u>35.1~38.1</u> 13~11	<u>30.8~32.9</u> 11~9	<u>27.9~30</u> 10~8	<u>30.6~33.2</u> 11~9	<u>28.7~31.5</u> 11~9
<u>40.3~43.5</u> 13~11	<u>37.9~41.1</u> 13~11	<u>36.4~39.1</u> 12~10	<u>31.5~33.4</u> 10~9	<u>28.7~30.6</u> 9~8	<u>31.6~33.8</u> 10~9	<u>30.1~32.2</u> 10~8
<u>44.5~46.9</u> 9~8	<u>42~44.3</u> 9~7	<u>39.8~41.8</u> 8~7	<u>34~35.4</u> 7~6	<u>30.9~32.1</u> 6~5	<u>34.7~36.5</u> 7~6	<u>32.9~34.2</u> 7~6
<u>45.3~48</u> 9~7	<u>43.1~44.9</u> 8~7	<u>40.4~42.6</u> 8~6	<u>34.8~36</u> 6~5	<u>31.4~32.4</u> 6~5	<u>35.1~36.5</u> 7~6	<u>33.7~35.1</u> 6~5
<u>74~78.9</u> 13~11	<u>70.3~74.2</u> 12~11	<u>66.3~71</u> 12~10	<u>58~60.7</u> 10~9	<u>53.2~55.7</u> 9~8	<u>58.3~61.4</u> 10~9	<u>54.9~58.9</u> 10~8

电 机 车 粘 着 质 量 (t)	矿 车 类 型	矿 车 容 积 (m ³)	牵 引 方 式	制 动 开 始 时				
				14				
				轨 路 坡 度				
				5	6	7	10	12
3	翻斗式 固定式	0.5	单机	13.1~13.8 9~8	12.3~13.2 9~7	11.9~12.6 8~7	10.5~11 7~6	9.5~10 7~6
				12.5~13.5 10~8	12.1~12.9 9~8	11.5~12.3 9~7	10.1~10.6 8~7	9.4~9.9 7~6
	翻斗式 固定式	0.7	单机	14.2~14.9 7~6	13.4~14.1 7~6	12.7~13.3 7~6	11.1~11.6 6~5	10.3~10.7 5~4
				13.7~14.4 8~7	12.9~13.9 8~6	12.4~13.2 7~6	10.9~11.5 6~5	10~10.5 6~5
	翻斗式 侧卸式	0.7	单机	14.2~14.9 7~6	13.5~14.1 7~6	12.7~13.5 7~5	11.1~11.6 6~5	10.3~10.7 5~4
6	翻斗式 固定式	0.7	单机	26.4~28.9 14~12	25.3~27.4 13~12	24.3~26.7 13~11	21.8~23.7 11~10	20.1~22.1 11~9
				24.8~27.7 15~13	23.9~26.6 14~12	22.9~25.5 14~12	20.6~22.6 12~11	19.4~21.3 11~10
	翻斗式 侧卸式	0.7	单机	26.4~29.1 14~12	25.4~27.4 13~12	24.3~26.7 13~11	21.9~23.8 11~10	20.5~22.2 10~9
	固定式 侧卸式	1.2	单机	29.7~32.3 11~9	28.5~30.6 10~9	27.5~29.6 10~8	24.3~26.2 9~7	22.7~24.1 8~7
				30.9~32.6 10~9	29.2~31.6 10~8	28.3~30.1 9~8	25.2~26.7 8~7	23~24.7 8~6
7	翻斗式 固定式	0.7	单机	24.7~27.1 13~11	23.7~25.9 12~11	22.8~24.7 12~10	19.9~22 11~9	18.8~20.4 10~8
				23.4~25.9 14~12	22.4~24.6 13~12	21.6~23.8 13~11	19.2~21.1 11~10	17.6~19.7 11~9
	翻斗式 侧卸式	0.7	单机	25~27.2 13~11	23.9~25.9 12~11	22.9~24.9 12~10	20.4~22.1 10~9	18.8~20.5 10~8
	固定式 侧卸式	1.2	单机	27.8~30.1 10~8	26.3~28.8 10~8	25.5~27.1 9~8	22.6~23.9 8~7	20.8~22.2 7~6
				28.8~30.7 9~8	27.5~28.9 9~8	25.9~28 8~7	22.8~24.6 8~6	21.4~22.5 7~6
	固定式 侧卸式	2.0	单机	30.8~32.9 7~5	29.9~31.3 6~5	28.5~29.7 6~5	25~26.1 5~4	22.8~23.8 5~4
			单机	32.1~33.4 6~5	30.2~31.5 6~5	29.1~30.3 5~4	25.2~26.3 5~4	23.5~23.8 4~4
	底侧卸式	2.0	双机	53.1~56.2 9~8	50.5~52.8 9~8	48.6~51.3 8~7	42.9~45.1 7~6	39.6~41.4 7~6

续表

列车速度 v , (km/h)

16

t (%)

3	4	5	6	7	10	12
10.3~10.9 7~6	9.8~10.3 7~6	9.5~9.9 6~5	9.1~9.6 6~5	8.7~9.2 6~5	7.8~8.2 5~4	7.2~7.6 5~4
9.8~10.6 8~6	9.6~10.2 7~6	9.2~9.7 7~6	8.7~9.2 7~6	8.5~9 6~5	7.5~7.9 6~5	7~7.4 5~4
10.9~11.5 6~5	10.6~10.8 5~5	10.1~10.6 5~4	9.7~10.1 5~4	9.2~9.7 5~4	8.3~8.6 4~3	7.6~8 4~3
10.8~11.4 6~5	10.2~10.8 6~5	9.7~10.3 6~5	9.4~10 5~4	9.1~9.6 5~4	7.9~8.4 5~4	7.5~7.9 4~3
10.9~11.5 6~5	10.6~11.1 5~4	10.1~10.6 5~4	9.7~10.2 5~4	9.2~9.7 5~4	8.3~8.6 4~3	7.6~8 4~3
21.4~23.1 11~10	20.5~22.4 11~9	19.9~21.6 10~9	19.2~20.5 10~9	18.2~20 10~8	16.5~18.1 9~7	15.6~17 8~7
20.4~22.4 12~10	19.3~21.6 12~10	18.9~20.5 11~10	18.1~20 11~9	17.5~19.3 10~9	15.9~17.4 9~8	14.9~16.4 9~7
21.6~23.1 11~10	20.5~22.5 11~9	20~21.6 10~9	19.3~20.5 10~9	18.6~20.1 9~8	16.5~18.1 9~7	15.7~17 8~7
23.7~25.3 9~7	23.1~24.8 8~7	22.2~23.5 8~7	21.1~23 8~6	20.6~22.1 7~6	18.3~19.8 7~5	17.4~18.5 6~5
24.7~26.1 8~7	23.5~25.2 8~6	22.9~24.3 7~6	22~23.3 7~6	21.2~22.3 7~6	19~20.2 6~5	17.7~18.7 6~5
19.9~21.6 10~9	19.1~20.4 10~9	18~19.8 10~8	17.7~19 9~8	17~18.1 9~8	15.3~16.4 8~7	14.2~15.4 7~6
18.8~20.5 11~10	18~19.9 11~9	17.4~19.1 10~9	16.8~18.5 10~8	15.8~17.7 10~8	14.2~15.9 9~7	13.6~14.8 8~7
20~21.6 10~9	19.2~20.4 10~8	18.4~20 9~8	17.8~19.2 9~8	17~18.1 9~8	15.3~16.4 8~7	14.3~15.4 7~6
22.1~23.4 8~7	20.9~22.7 8~6	20.4~21.9 7~6	19.6~20.8 7~8	18.7~19.7 7~6	16.9~18 6~5	15.4~16.4 5~5
22.8~24.2 7~6	21.8~23.2 7~6	20.8~22 7~6	19.7~21.4 7~5	19.3~20.5 6~5	17~18 6~5	16.1~17 5~4
24.8~25.8 5~4	23.6~24.7 5~4	22.4~23.4 5~4	21.8~22.3 4~4	20.9~21.7 4~3	18.5~19.3 4~3	17.3~17.8 3~3
24.9~26 5~4	24.1~24.7 4~4	23.1~24 4~3	22.2~22.9 4~3	21.2~22.1 4~3	18.9~19.4 3~3	17.6~17.8 3~3
42.1~44.5 7~6	40.4~42.7 7~6	38.4~40.4 7~5	37.4~39.4 6~5	36.1~37.8 6~5	32.1~33.2 5~5	30~31.4 5~4

重车下坡制动条件电机

电 机 车 粘 着 质 量 (t)	矿 车 类 型	矿 车 容 积 (m ³)	牵 引 方 式	制 动 开 始 时			
				7			
				轨 路 坡 度			
				3	4	5	6
7	底 卸 式	4.0	双 机	332.3~365.6 30~27	292~317.2 27~23	257.3~276.9 24~20	230~243 21~18
	底侧卸式			318.9~356.3 32~28	284.1~310.5 28~24	251.7~271.8 25~21	224.8~238.7 22~19
10	固 定 式	2.0	单 机	213.7~248.8 46~42	197.2~227.2 42~38	182.6~207.9 39~35	168.7~190 36~32
	侧 卸 式		单 机	228.5~262.3 44~41	210.1~238.8 41~37	193.9~215.9 37~34	178.5~196.5 34~31
	底侧卸式	4.0	双 机	298.6~344.7 63~50	280.9~320.6 60~47	264~298.2 47~44	248.6~280 44~41
	底 卸 式		双 机	437.1~489.4 40~36	398.3~441.1 36~33	364.1~396.7 33~30	333.7~360.9 30~27
	底侧卸式			417.7~474.5 41~37	383.7~429.4 38~34	350.4~387.3 35~31	323.1~353.4 32~28
	底 卸 式	6.0	双 机	492.3~532.5 30~27	438.2~471 27~23	392.4~415.1 24~21	350.9~371.3 22~18
	底侧卸式			483.9~528.8 31~27	429~466.3 28~24	385.8~413.7 25~21	349.1~368.4 22~19
	固 定 式	4.0	单 机	880.5~1041.8 93~87	753.9~866.3 80~73	636.3~712.8 68~59	536.4~580.8 57~49
14	侧 卸 式			907~1067.9 92~86	773~882.8 79~72	650.5~723.1 66~58	544.8~588.5 55~47
	底 卸 式	6.0	双 机	1383.6~1573.7 86~79	1180~1304.9 73~65	998.1~1078.6 62~54	848.6~898.2 52~45
	底侧卸式			1352.9~1545.3 87~80	1156~1286.5 74~66	983.3~1067.4 63~55	838.6~891 54~46
	固 定 式	10.0	单 机	821.1~863.3 35~29	622.2~643.2 27~21	495.1~504.5 21~17	406.9~412 17~14
	固 定 式		双 机	1295.5~1401 65~47	1048.3~1106.9 45~37	865.1~898.4 37~30	728.4~748.4 31~25
	固 定 式	10.0	单 机	813.3~855.4 35~29	617.5~638.5 28~21	487.9~497.4 21~17	400.3~405.9 17~13
	固 定 式		双 机	1602.1~1768 69~59	1346.6~144.5 58~49	1141.9~1203.5 49~40	978.8~1018.3 42~34
	固 定 式	10.0	单 机	813.3~855.4 35~29	617.5~638.5 28~21	487.9~497.4 21~17	400.3~405.9 17~13
	固 定 式		双 机	1602.1~1768 69~59	1346.6~144.5 58~49	1141.9~1203.5 49~40	978.8~1018.3 42~34

车牵引质量和车辆数

表 1-1-26(2)

列车速度 v , (km/h)

				10		
i (%)						
7	10	12	3	4	5	6
<u>204.5~214.8</u> 19~16	<u>151.5~156.2</u> 14~11	<u>127~129.8</u> 12~10	<u>147.6~158</u> 13~11	<u>135.7~143.1</u> 12~10	<u>125.7~130.5</u> 11~10	<u>116.6~121.5</u> 10~9
<u>201.1~211.4</u> 20~17	<u>149.5~155.1</u> 15~12	<u>126.4~129.7</u> 12~10	<u>144.1~153.7</u> 14~12	<u>133.1~141.1</u> 13~11	<u>123.4~130.2</u> 12~10	<u>114.8~120.2</u> 11~9
<u>155.8~173.9</u> 34~29	<u>125.6~135.7</u> 27~23	<u>109.5~116.1</u> 23~20	<u>107.9~120.5</u> 23~20	<u>101~112.4</u> 22~19	<u>95.6~104.5</u> 20~18	<u>90.3~97.8</u> 19~17
<u>164.1~180.5</u> 32~28	<u>130.4~139.1</u> 25~21	<u>112.5~118.9</u> 22~18	<u>113.2~124.8</u> 22~19	<u>106.3~116.3</u> 20~18	<u>100~108</u> 19~17	<u>94.1~101</u> 18~16
<u>233.6~262.5</u> 42~38	<u>196.9~216.8</u> 35~31	<u>176.5~191.3</u> 31~28	<u>162.3~181.3</u> 29~26	<u>154.1~171</u> 27~25	<u>146.6~162.3</u> 26~23	<u>138.6~153.8</u> 25~22
<u>305.8~328.9</u> 28~24	<u>240.2~251.4</u> 22~19	<u>207.4~215.8</u> 19~16	<u>213.8~233.2</u> 20~17	<u>201.6~217.1</u> 18~16	<u>189.4~202.8</u> 17~15	<u>177.9~190.1</u> 16~14
<u>297~322.1</u> 29~25	<u>235.2~247.8</u> 23~20	<u>204.2~213.1</u> 20~17	<u>208.8~228.1</u> 20~18	<u>195.8~211.2</u> 19~17	<u>184.2~197</u> 18~16	<u>173.6~184.8</u> 17~15
<u>318.9~333.6</u> 19~16	<u>243~250.4</u> 15~12	<u>207.3~212.6</u> 13~10	<u>234.3~247.9</u> 14~12	<u>217.4~228.9</u> 13~11	<u>202.4~212.7</u> 12~10	<u>189.5~196.5</u> 11~10
<u>316~331.3</u> 20~17	<u>241.8~248.7</u> 15~13	<u>207~211.6</u> 13~11	<u>229.9~246</u> 15~12	<u>213.4~227.1</u> 14~11	<u>199.4~209.6</u> 13~11	<u>187.2~196.5</u> 12~10
<u>452.7~480.7</u> 48~40	<u>290.6~298.4</u> 31~25	<u>229.6~233.5</u> 24~19	<u>412.1~460.6</u> 44~38	<u>364~400.7</u> 39~33	<u>324.4~350.3</u> 34~29	<u>288~307.4</u> 31~26
<u>458.1~484.6</u> 46~39	<u>292~299.5</u> 30~24	<u>230.4~233.8</u> 23~19	<u>420.6~465.2</u> 43~38	<u>370.4~403.4</u> 38~33	<u>329.3~353.8</u> 33~28	<u>291.9~310.9</u> 30~25
<u>726.3~758</u> 45~38	<u>487.8~497.5</u> 30~25	<u>393.5~398.7</u> 24~20	<u>680.8~740.1</u> 42~37	<u>606.1~650.7</u> 37~32	<u>542.5~573.9</u> 33~29	<u>487.4~513.1</u> 30~25
<u>720.3~753.5</u> 46~39	<u>485.7~495.7</u> 31~26	<u>392.3~398.2</u> 25~20	<u>669.3~728.1</u> 43~38	<u>597.1~644.3</u> 38~33	<u>535.4~571.1</u> 34~29	<u>482.2~509.6</u> 31~26
<u>343~346.6</u> 15~12	<u>230.8~232</u> 10~8	<u>168.1~168.8</u> 8~6	<u>380.4~403.2</u> 16~13	<u>334.7~343</u> 14~11	<u>291.3~296.9</u> 12~10	<u>256.8~260.7</u> 11~9
<u>623.3~637.2</u> 27~21	<u>429~433.6</u> 18~14	<u>351.5~354.1</u> 15~12	<u>652~690.2</u> 28~23	<u>574.7~600.3</u> 24~20	<u>508.1~527</u> 22~18	<u>456.1~469.2</u> 19~16
<u>337.2~340.6</u> 14~11	<u>224.7~225.8</u> 9~7	<u>181.6~182.4</u> 8~6	<u>384.3~397.1</u> 16~13	<u>328.2~337.2</u> 14~11	<u>285.4~290.7</u> 12~10	<u>260.2~265.2</u> 11~8
<u>850.5~876.2</u> 36~29	<u>595.8~605.4</u> 25~20	<u>491.2~496.3</u> 21~17	<u>838.9~901.8</u> 36~30	<u>750.8~793.6</u> 32~27	<u>673~707.5</u> 29~24	<u>610.1~636.8</u> 26~21

电 机 车 粘 着质量 (t)	矿 车 类 型	矿 车 容 积 (m ³)	牵 引 方 式	制 动 开 始 时					
				10					
				轨 路 坡 度					
				7	10	12	3	4	
7	底 卸 式	4.0	双机	$\frac{108.2 \sim 113.1}{10 \sim 8}$	$\frac{89.3 \sim 91.3}{8 \sim 7}$	$\frac{79.2 \sim 81.1}{7 \sim 6}$	$\frac{95.4 \sim 100.8}{9 \sim 7}$	$\frac{90.5 \sim 93.8}{8 \sim 7}$	
	底侧卸式			$\frac{107.1 \sim 110.9}{10 \sim 9}$	$\frac{87.2 \sim 91.3}{9 \sim 7}$	$\frac{77.7 \sim 80.8}{8 \sim 6}$	$\frac{94.7 \sim 98.5}{9 \sim 8}$	$\frac{87.9 \sim 93.2}{9 \sim 7}$	
10	固 定 式	2.0	单机	$\frac{85.2 \sim 92.1}{18 \sim 16}$	$\frac{72.1 \sim 78.4}{16 \sim 13}$	$\frac{66 \sim 70.3}{14 \sim 12}$	$\frac{74 \sim 81}{16 \sim 13}$	$\frac{70.5 \sim 76.6}{15 \sim 13}$	
	侧 卸 式		单机	$\frac{88.9 \sim 95}{17 \sim 15}$	$\frac{75.5 \sim 80.4}{14 \sim 12}$	$\frac{68.2 \sim 72}{13 \sim 11}$	$\frac{77.1 \sim 83.2}{15 \sim 13}$	$\frac{73.4 \sim 79.1}{14 \sim 12}$	
	底侧卸式		双机	$\frac{132.9 \sim 146.6}{23 \sim 21}$	$\frac{116 \sim 126.8}{20 \sim 18}$	$\frac{106.6 \sim 114.7}{19 \sim 17}$	$\frac{115.3 \sim 127.3}{20 \sim 18}$	$\frac{110.3 \sim 121.2}{19 \sim 17}$	
	底 卸 式	4.0	双机	$\frac{167.9 \sim 178}{15 \sim 13}$	$\frac{141.9 \sim 149.4}{13 \sim 11}$	$\frac{127.2 \sim 133.7}{12 \sim 10}$	$\frac{147.3 \sim 156.8}{13 \sim 11}$	$\frac{137.9 \sim 147.9}{13 \sim 11}$	
	底侧卸式			$\frac{164 \sim 174.2}{16 \sim 14}$	$\frac{138.1 \sim 147.6}{14 \sim 11}$	$\frac{126.2 \sim 132.8}{12 \sim 10}$	$\frac{143.6 \sim 154.2}{14 \sim 12}$	$\frac{135.9 \sim 145.9}{13 \sim 11}$	
	底 卸 式	6.0	双机	$\frac{176.6 \sim 184.6}{11 \sim 9}$	$\frac{148.3 \sim 153.1}{9 \sim 7}$	$\frac{133.1 \sim 135.9}{8 \sim 7}$	$\frac{158 \sim 165.4}{9 \sim 8}$	$\frac{149.3 \sim 153.9}{9 \sim 8}$	
	底侧卸式			$\frac{176.2 \sim 183.8}{11 \sim 9}$	$\frac{147.3 \sim 151.5}{9 \sim 8}$	$\frac{132.2 \sim 135.9}{8 \sim 7}$	$\frac{156.1 \sim 164.4}{10 \sim 8}$	$\frac{147.9 \sim 153.9}{9 \sim 8}$	
	14	固 定 式	4.0	单机	$\frac{259.8 \sim 273.3}{27 \sim 23}$	$\frac{194 \sim 199.9}{20 \sim 17}$	$\frac{164 \sim 168.1}{17 \sim 14}$	$\frac{275.7 \sim 289.3}{29 \sim 25}$	$\frac{249.7 \sim 268.6}{26 \sim 22}$
		侧 卸 式			$\frac{262.2 \sim 275.8}{26 \sim 22}$	$\frac{194.7 \sim 201.5}{20 \sim 16}$	$\frac{164.2 \sim 168.7}{17 \sim 13}$	$\frac{280.1 \sim 302.8}{28 \sim 24}$	$\frac{251.5 \sim 270}{26 \sim 22}$
		底 卸 式	6.0	双机	$\frac{440.8 \sim 460.3}{27 \sim 23}$	$\frac{335.6 \sim 346.2}{21 \sim 17}$	$\frac{286.9 \sim 293.3}{18 \sim 15}$	$\frac{465.4 \sim 498.9}{29 \sim 25}$	$\frac{425.8 \sim 451.8}{26 \sim 22}$
底侧卸式		$\frac{437 \sim 458}{28 \sim 23}$			$\frac{334.5 \sim 344}{21 \sim 18}$	$\frac{286.3 \sim 293}{18 \sim 15}$	$\frac{460.5 \sim 494.7}{29 \sim 25}$	$\frac{420.2 \sim 448.2}{27 \sim 23}$	
固 定 式		10.0	单机	$\frac{229 \sim 232.1}{10 \sim 8}$	$\frac{171.9 \sim 173}{7 \sim 6}$	$\frac{146.3 \sim 147.1}{6 \sim 5}$	$\frac{266.5 \sim 273.8}{11 \sim 9}$	$\frac{237.7 \sim 243.1}{10 \sim 8}$	
固 定 式			双机	$\frac{411.8 \sim 422.6}{17 \sim 14}$	$\frac{314.4 \sim 319.1}{13 \sim 11}$	$\frac{269.8 \sim 273.5}{11 \sim 9}$	$\frac{455.7 \sim 476.7}{19 \sim 16}$	$\frac{413 \sim 429.5}{17 \sim 14}$	
20	固 定 式	10.0	单机	$\frac{223.4 \sim 226.5}{9 \sim 7}$	$\frac{165.6 \sim 167.2}{7 \sim 5}$	$\frac{140 \sim 140.7}{6 \sim 5}$	$\frac{260.6 \sim 267.1}{11 \sim 9}$	$\frac{231.2 \sim 236.6}{10 \sim 8}$	
	固 定 式		双机	$\frac{553.2 \sim 576.1}{24 \sim 19}$	$\frac{431.1 \sim 441.2}{18 \sim 15}$	$\frac{371.8 \sim 379}{16 \sim 13}$	$\frac{595.4 \sim 631.9}{25 \sim 21}$	$\frac{544.7 \sim 573.5}{23 \sim 19}$	

续表

列车速度 v_r (km/h)

12

14

i (%)

5	6	7	10	12	3	4
$\frac{84.1 \sim 88.5}{8 \sim 6}$	$\frac{80.2 \sim 83.3}{7 \sim 6}$	$\frac{75.3 \sim 77.7}{7 \sim 6}$	$\frac{64.2 \sim 66.2}{6 \sim 5}$	$\frac{58.7 \sim 60.2}{5 \sim 4}$	$\frac{66.2 \sim 68.7}{6 \sim 5}$	$\frac{62.2 \sim 64.5}{6 \sim 5}$
$\frac{83.8 \sim 86.8}{8 \sim 7}$	$\frac{78.2 \sim 82.5}{8 \sim 6}$	$\frac{74.8 \sim 77.7}{7 \sim 6}$	$\frac{64 \sim 66.2}{6 \sim 5}$	$\frac{57.2 \sim 59}{6 \sim 5}$	$\frac{65.5 \sim 68.2}{6 \sim 5}$	$\frac{62.2 \sim 64.5}{8 \sim 5}$
$\frac{66.9 \sim 72.8}{14 \sim 12}$	$\frac{63 \sim 69}{14 \sim 11}$	$\frac{61 \sim 65.8}{13 \sim 11}$	$\frac{53.3 \sim 57.2}{11 \sim 9}$	$\frac{49 \sim 51.8}{10 \sim 9}$	$\frac{53.1 \sim 57.4}{11 \sim 9}$	$\frac{50.6 \sim 54.9}{11 \sim 9}$
$\frac{69.6 \sim 74.7}{13 \sim 11}$	$\frac{65.5 \sim 70.6}{13 \sim 11}$	$\frac{63.1 \sim 67.4}{12 \sim 10}$	$\frac{55.1 \sim 58.2}{10 \sim 9}$	$\frac{49.9 \sim 53.4}{10 \sim 8}$	$\frac{55.3 \sim 58.8}{10 \sim 9}$	$\frac{52.6 \sim 56}{10 \sim 8}$
$\frac{104.1 \sim 114.1}{19 \sim 17}$	$\frac{100.6 \sim 110.1}{18 \sim 16}$	$\frac{96.7 \sim 105.4}{17 \sim 15}$	$\frac{86 \sim 93.2}{15 \sim 13}$	$\frac{79.8 \sim 86.1}{14 \sim 12}$	$\frac{84.8 \sim 92.6}{15 \sim 13}$	$\frac{81.7 \sim 87.6}{14 \sim 13}$
$\frac{132.5 \sim 140.5}{12 \sim 10}$	$\frac{125.9 \sim 132.1}{11 \sim 10}$	$\frac{119.3 \sim 126.4}{11 \sim 9}$	$\frac{104.6 \sim 109.6}{9 \sim 8}$	$\frac{94.7 \sim 100.2}{9 \sim 7}$	$\frac{105.1 \sim 111}{9 \sim 8}$	$\frac{100.3 \sim 104.7}{9 \sim 8}$
$\frac{127.8 \sim 137.2}{13 \sim 11}$	$\frac{122.9 \sim 131.2}{12 \sim 10}$	$\frac{117.2 \sim 123.5}{11 \sim 10}$	$\frac{102.4 \sim 108.1}{10 \sim 8}$	$\frac{94.1 \sim 98}{9 \sim 8}$	$\frac{103 \sim 109.3}{10 \sim 8}$	$\frac{98.2 \sim 104.3}{9 \sim 8}$
$\frac{141.2 \sim 146.7}{8 \sim 7}$	$\frac{133.8 \sim 138}{8 \sim 7}$	$\frac{125.6 \sim 131.6}{8 \sim 6}$	$\frac{108.4 \sim 113.2}{7 \sim 5}$	$\frac{100.3 \sim 103.2}{6 \sim 5}$	$\frac{110.8 \sim 114.8}{7 \sim 6}$	$\frac{106.8 \sim 111}{6 \sim 5}$
$\frac{139 \sim 145.9}{9 \sim 7}$	$\frac{132.8 \sim 138}{8 \sim 7}$	$\frac{125.6 \sim 129.4}{8 \sim 7}$	$\frac{108.4 \sim 111.6}{7 \sim 6}$	$\frac{99.7 \sim 102.9}{6 \sim 5}$	$\frac{110.8 \sim 114.8}{7 \sim 6}$	$\frac{104.5 \sim 110.2}{7 \sim 5}$
$\frac{227 \sim 242}{24 \sim 20}$	$\frac{207.1 \sim 219.4}{22 \sim 18}$	$\frac{190.2 \sim 198.8}{20 \sim 17}$	$\frac{150.3 \sim 156.8}{16 \sim 13}$	$\frac{130.8 \sim 135}{14 \sim 11}$	$\frac{195.2 \sim 208.7}{20 \sim 17}$	$\frac{180 \sim 190.6}{19 \sim 16}$
$\frac{229.7 \sim 242.4}{23 \sim 20}$	$\frac{209.7 \sim 220}{21 \sim 18}$	$\frac{192.2 \sim 201.3}{19 \sim 16}$	$\frac{151.6 \sim 156.7}{15 \sim 12}$	$\frac{132 \sim 135.2}{13 \sim 11}$	$\frac{197.6 \sim 209.9}{20 \sim 17}$	$\frac{182.1 \sim 192.7}{18 \sim 15}$
$\frac{389.4 \sim 410.8}{24 \sim 20}$	$\frac{358.1 \sim 373.4}{22 \sim 19}$	$\frac{330.4 \sim 344.5}{20 \sim 17}$	$\frac{265.4 \sim 273.7}{16 \sim 13}$	$\frac{232.9 \sim 238.4}{14 \sim 12}$	$\frac{336.7 \sim 356}{21 \sim 18}$	$\frac{313.5 \sim 329.5}{19 \sim 16}$
$\frac{383.5 \sim 407.3}{25 \sim 21}$	$\frac{353 \sim 372.9}{23 \sim 19}$	$\frac{327.2 \sim 342.3}{21 \sim 17}$	$\frac{263 \sim 272.2}{17 \sim 14}$	$\frac{230.9 \sim 238.1}{15 \sim 12}$	$\frac{334.1 \sim 354.7}{21 \sim 18}$	$\frac{309 \sim 326.1}{20 \sim 17}$
$\frac{214 \sim 218.3}{9 \sim 7}$	$\frac{194.3 \sim 197.6}{8 \sim 6}$	$\frac{177.5 \sim 179.9}{7 \sim 5}$	$\frac{139.7 \sim 140.9}{6 \sim 5}$	$\frac{122 \sim 123}{5 \sim 4}$	$\frac{192.3 \sim 196.7}{8 \sim 6}$	$\frac{176 \sim 179.1}{7 \sim 6}$
$\frac{375.9 \sim 388.2}{16 \sim 13}$	$\frac{343.1 \sim 354.6}{15 \sim 12}$	$\frac{317.5 \sim 325.5}{13 \sim 11}$	$\frac{253.8 \sim 258.5}{11 \sim 9}$	$\frac{223.4 \sim 227.3}{9 \sim 7}$	$\frac{333.9 \sim 347.3}{14 \sim 11}$	$\frac{308.5 \sim 317.6}{13 \sim 11}$
$\frac{207.5 \sim 212}{9 \sim 7}$	$\frac{188.1 \sim 196.6}{8 \sim 6}$	$\frac{171.6 \sim 173.5}{7 \sim 6}$	$\frac{133.4 \sim 135.4}{6 \sim 4}$	$\frac{115.7 \sim 116.7}{5 \sim 4}$	$\frac{185.8 \sim 190.7}{8 \sim 6}$	$\frac{170.1 \sim 172.7}{7 \sim 6}$
$\frac{500.4 \sim 524}{21 \sim 17}$	$\frac{459.2 \sim 481.4}{20 \sim 16}$	$\frac{427.7 \sim 442.9}{18 \sim 15}$	$\frac{346 \sim 356.6}{15 \sim 12}$	$\frac{306.5 \sim 314.1}{13 \sim 10}$	$\frac{438.3 \sim 463.7}{19 \sim 15}$	$\frac{409.2 \sim 429.4}{17 \sim 14}$

电机 车粘 着质量 (t)	矿 车 类 型	矿车 容 积 (m ³)	牵引 方式	制 动 开 始 时				
				14				
				轨 路 坡 度				
				5	6	7	10	12
7	底 卸 式	4.0	双机	$\frac{60.1 \sim 62.1}{5 \sim 4}$	$\frac{57.1 \sim 59.1}{5 \sim 4}$	$\frac{54.2 \sim 56.3}{5 \sim 4}$	$\frac{47.8 \sim 49.2}{4 \sim 3}$	$\frac{43.7 \sim 45.2}{4 \sim 3}$
	底侧卸式			$\frac{58.5 \sim 60.8}{6 \sim 5}$	$\frac{56.5 \sim 58.7}{5 \sim 4}$	$\frac{54 \sim 55.9}{5 \sim 4}$	$\frac{47.2 \sim 48.1}{4 \sim 4}$	$\frac{43.5 \sim 44.9}{4 \sim 3}$
10	固 定 式	2.0	单机	$\frac{48.7 \sim 51.8}{10 \sim 9}$	$\frac{46.6 \sim 50.3}{10 \sim 8}$	$\frac{45 \sim 48.1}{9 \sim 8}$	$\frac{39.9 \sim 42.5}{8 \sim 7}$	$\frac{36.9 \sim 39.6}{8 \sim 6}$
	侧 卸 式		单机	$\frac{50.5 \sim 53.6}{9 \sim 8}$	$\frac{48.3 \sim 50.9}{9 \sim 8}$	$\frac{46 \sim 49.1}{9 \sim 7}$	$\frac{40.9 \sim 43.5}{8 \sim 6}$	$\frac{38.4 \sim 40.3}{7 \sim 6}$
	底侧卸式		双机	$\frac{77.7 \sim 85.1}{14 \sim 12}$	$\frac{75.4 \sim 80.6}{13 \sim 12}$	$\frac{71.8 \sim 78.4}{13 \sim 11}$	$\frac{65 \sim 70.1}{11 \sim 10}$	$\frac{59.9 \sim 65.4}{11 \sim 9}$
	底 卸 式	4.0	双机	$\frac{94.8 \sim 101}{9 \sim 7}$	$\frac{92 \sim 96.9}{8 \sim 7}$	$\frac{88.1 \sim 91.8}{8 \sim 7}$	$\frac{78.6 \sim 81.9}{7 \sim 6}$	$\frac{72.9 \sim 78}{6 \sim 5}$
	底侧卸式			$\frac{94 \sim 98.7}{9 \sim 8}$	$\frac{89.4 \sim 95.4}{9 \sim 7}$	$\frac{86.6 \sim 91.4}{8 \sim 7}$	$\frac{76.9 \sim 81.2}{7 \sim 6}$	$\frac{71.4 \sim 74.5}{7 \sim 6}$
	底 卸 式	6.0	双机	$\frac{102 \sim 105.6}{6 \sim 5}$	$\frac{96.9 \sim 100.5}{6 \sim 5}$	$\frac{92 \sim 95.4}{6 \sim 5}$	$\frac{82.4 \sim 85.4}{5 \sim 4}$	$\frac{76.6 \sim 78}{4 \sim 4}$
	底侧卸式			$\frac{101.2 \sim 105.3}{6 \sim 5}$	$\frac{96.9 \sim 100.5}{6 \sim 5}$	$\frac{92 \sim 95.4}{6 \sim 5}$	$\frac{82.1 \sim 84.8}{5 \sim 4}$	$\frac{75.2 \sim 78.1}{5 \sim 4}$
14	固 定 式	4.0	单机	$\frac{166.8 \sim 175.9}{17 \sim 14}$	$\frac{154.8 \sim 162.8}{16 \sim 13}$	$\frac{144.4 \sim 151.1}{15 \sim 12}$	$\frac{118.9 \sim 123.1}{12 \sim 10}$	$\frac{105.8 \sim 108.9}{11 \sim 9}$
	侧 卸 式			$\frac{168.4 \sim 177.1}{17 \sim 14}$	$\frac{155.6 \sim 163.6}{16 \sim 13}$	$\frac{144.7 \sim 151.8}{15 \sim 12}$	$\frac{119.7 \sim 123.3}{12 \sim 10}$	$\frac{105.8 \sim 108.9}{11 \sim 9}$
	底 卸 式	6.0	双机	$\frac{290.7 \sim 305.5}{18 \sim 15}$	$\frac{270.2 \sim 283.9}{17 \sim 14}$	$\frac{254.2 \sim 264.5}{15 \sim 13}$	$\frac{211.4 \sim 217.7}{13 \sim 11}$	$\frac{189.5 \sim 193.5}{11 \sim 10}$
	底侧卸式			$\frac{288.7 \sim 303.4}{18 \sim 15}$	$\frac{269.3 \sim 282.1}{17 \sim 14}$	$\frac{252.1 \sim 263.3}{16 \sim 13}$	$\frac{210 \sim 217.4}{13 \sim 11}$	$\frac{188.1 \sim 193.6}{12 \sim 10}$
	固 定 式	10.0	单机	$\frac{161.4 \sim 165}{7 \sim 5}$	$\frac{149.8 \sim 152.1}{6 \sim 5}$	$\frac{138.8 \sim 140.5}{6 \sim 5}$	$\frac{113.7 \sim 115}{5 \sim 4}$	$\frac{101.5 \sim 102.5}{4 \sim 3}$
	固 定 式		双机	$\frac{286 \sim 294.5}{12 \sim 10}$	$\frac{266.5 \sim 274.6}{11 \sim 9}$	$\frac{248.8 \sim 255.8}{10 \sim 8}$	$\frac{205.8 \sim 211}{9 \sim 7}$	$\frac{184.2 \sim 188.5}{8 \sim 6}$
	固 定 式	10.0	单机	$\frac{156.1 \sim 159}{6 \sim 5}$	$\frac{143.9 \sim 145.7}{6 \sim 5}$	$\frac{133.3 \sim 135.3}{5 \sim 4}$	$\frac{108.2 \sim 109.4}{4 \sim 3}$	$\frac{95.3 \sim 96.4}{4 \sim 3}$
	固 定 式		双机	$\frac{381.8 \sim 398.8}{16 \sim 13}$	$\frac{357.5 \sim 372.3}{15 \sim 12}$	$\frac{335.2 \sim 348.3}{14 \sim 11}$	$\frac{280.8 \sim 288.2}{12 \sim 10}$	$\frac{251.5 \sim 258.1}{11 \sim 9}$

注：1. 数据单位 $\frac{\text{质量(t)}}{\text{辆数} \sim \text{辆数}}$ ；

续表

列车速度 v (km/h)

16

i (%)

3	4	5	6	7	10	12
47.5~48.9 4~3	45.3~46.7 4~3	43.1~44.9 4~3	41~42.9 4~3	40.1~41 3~3	35.7~38.7 3~2	32.9~34 3~2
46.9~47.7 4~4	44.9~46.3 4~3	42.9~44.5 4~3	41~42.6 4~3	39.1~41 4~3	35.3~35.8 3~3	32.9~33.7 3~2
39.3~41.8 8~7	37.8~39.7 8~7	35.8~38.8 8~6	35~37.4 7~6	33.9~35.8 7~6	30.5~32.4 6~5	28.6~30.2 6~5
39.9~42.8 8~6	38.9~41.2 7~6	37.5~39.5 7~6	35.8~37.8 7~6	34.8~36.7 6~5	31.2~32.9 6~5	29.4~30.2 5~5
63.8~68.5 11~10	61~66.4 11~9	59.2~64.1 10~9	57.2~61 10~9	54.4~59.5 10~8	49.4~52.7 9~8	46.9~50.5 8~7
77~80.5 7~6	73.1~76.5 7~6	71.5~74.9 6~5	69.1~72 6~5	66.2~69.4 6~5	59.9~62.4 5~4	56~58.3 5~4
76~80.2 7~6	73.1~76.5 7~6	69.5~72.8 7~6	67.7~71.4 6~5	65.2~68.8 6~5	57.8~60.8 6~5	55.1~57.7 6~4
81.3~84.7 5~4	77.5~80.8 5~4	75.5~77.1 4~4	72.8~73.7 4~4	70.2~72.4 4~3	62.2~65.1 4~3	59.1~60.2 3~3
81.3~84.3 5~4	77.5~80.8 5~4	73.9~77.1 5~4	72.5~73.7 4~4	69.6~72.1 4~3	62.2~64.8 4~3	57.4~60.2 4~3
144.3~151.8 15~13	134.9~141.2 14~12	126.5~132.6 13~11	118.9~124.5 12~10	111.5~116 12~10	94.9~98.5 10~8	85.9~88.7 9~7
144.9~153.5 15~12	135.5~143 14~11	127.3~132.6 13~11	120.1~125 12~10	113.1~117.6 11~9	94.9~98.5 10~8	85.9~89 9~7
253.9~268.6 15~13	238.4~249.5 14~12	223~234.2 14~11	211.2~219.4 13~11	199.9~207.6 12~10	179.7~175.1 10~9	155.1~159 9~8
233.9~265 15~13	220.6~246.1 14~13	208.1~231.9 13~12	196.7~219 12~11	185.9~206.4 12~10	160.5~175.1 10~9	146.3~159 9~8
144~146.3 6~5	133.2~136.6 6~4	125.5~127.5 5~4	117.3~119.1 5~4	109.8~111.5 5~4	93.1~94.5 4~3	84.3~84.8 3~3
251.5~260.3 11~9	236.9~245 10~8	222.8~229.6 9~7	209~215.6 9~7	198.1~202.3 8~7	189~171.7 7~6	153~156.5 6~5
137.6~140 6~5	128.4~130.7 5~4	119.4~121.4 5~4	111~112.8 5~4	104.7~106.4 4~3	86.9~88.3 4~3	78.5~79.3 3~2
336.8~350.5 14~12	316.4~330.3 13~11	296.3~310.8 13~10	281.6~291.6 12~10	267.4~277.3 11~9	228.1~235.9 10~8	203.2~215.2 9~7

2. 松散物料密度 $\rho = 1.8 \sim 2.5 \text{ t/m}^3$; 矿车装满系数 $\psi = 0.9$.

1.3.3.3 高原地区电机车制动力的修正

由于高原地区大气压力低, 空气密度小, 使机车空气制动装置制动力大大降低, 因此在按重列车下坡制动条件计算列车牵引质量时, 必须修正机车制动力。

修正后的机车制动力

$$F_{sp} = \frac{F_s}{\alpha_s} \quad (1-1-8)$$

式中 F_{sp} ——修正后的机车制动力, N;

F_s ——标准或规定状况下的机车制动力, N;

α_s ——高原修正系数, 查第九章压气设施中“高原修正系数”表。

为充分发挥机车额定的牵引能力, 设计中一般建议厂家修改制动系统增加机车制动力或配备高原型制动用空压机, 以满足机车在高原地区的制动要求。

1.3.3.4 蓄电池机车蓄电池组计算

蓄 电 池 组 计 算

表 1-1-27

计 算 项 目	计 算 公 式	代 号 含 义、数 据
每台机车每班工作所需蓄电池组容量(kW·h)	$A_s = \frac{\alpha n_1 U_p (I_1 t_{1y} + I_2 t_{2y}) m}{60 \times 1000}$	I_1, I_2 ——重、空列车运行时, 牵引电机的额定电流, A; α ——电机车调车作业时电机附加发热系数, 见表1-1-22;
蓄电池组放电时间(h)	$t = \frac{AT_s}{A_s}$	N ——工作机车台数, 台;
蓄电池组充电及冷却时间(h)	$t_{ch} = 8 \sim 9$	n_1 ——每台机车电动机台数, 台;
工作蓄电池组数(组)	$n_s = N \left(1 + \frac{t_{ch}}{t} \right)$	U_p ——电池组的平均放电电压, V;
蓄电池组总数(组)	$n_{sA} = n_s + n_{se}$	A ——蓄电池组的额定容量, kW·h;
正在充电的电池组数(组)	$n_{se} = n_s - N$	m ——一台机车每班循环次数;
		T_s ——每台机车每班运行时间, h;
		n_{se} ——备用蓄电池组数, 按工作电池组数的10%计取。

1.3.3.5 窄轨内燃机车有关计算数据

1.高原地区功率的修正

内燃机车的柴油机功率是随着使用地区的海拔高度、环境温度和相对湿度的增加而降低(前两者影响较大)。为此, 在选用时必须根据当地的环境状况, 对功率进行修正。

柴油机修正功率 N_1 (kW)

$$N_1 = C_{su} N_s$$

式中 N_s ——柴油机的标准或规定状况有效功率, kW;

C_{su} ——功率修正系数, 见表1-1-28、表1-1-29、表1-1-30。

相对湿度60%时的功率修正系数(无增压) c_{60}

表 1-1-28

海拔 高度 (m)	大气 压力 (kPa)	大 气 温 度 (°C)									
		0	5	10	15	20	25	30	35	40	45
0	101.33	1.08	1.06	1.04	1.02	1.00	0.98	0.96	0.94	0.91	0.88
200	98.93	1.05	1.03	1.01	0.99	0.97	0.95	0.93	0.91	0.88	0.85
400	96.66	1.02	1.00	0.98	0.96	0.94	0.92	0.90	0.88	0.86	0.83
600	94.39	0.99	0.97	0.95	0.94	0.92	0.90	0.88	0.86	0.83	0.81
800	92.13	0.96	0.94	0.93	0.91	0.89	0.87	0.85	0.83	0.81	0.78
1000	89.86	0.94	0.92	0.90	0.89	0.87	0.85	0.83	0.80	0.78	0.75
1500	84.53	0.87	0.85	0.83	0.82	0.80	0.79	0.77	0.74	0.72	0.70
2000	79.46	0.81	0.79	0.77	0.75	0.74	0.73	0.72	0.69	0.67	0.64
2500	74.66	0.75	0.73	0.72	0.71	0.69	0.67	0.65	0.63	0.61	0.59
3000	70.13	0.69	0.68	0.66	0.65	0.63	0.62	0.60	0.58	0.56	0.54
3500	65.73	0.64	0.62	0.61	0.60	0.58	0.57	0.55	0.53	0.51	0.49
4000	61.60	0.59	0.57	0.56	0.55	0.53	0.52	0.50	0.48	0.46	0.44

相对湿度100%时的功率修正系数(无增压) c_{100}

表 1-1-29

海拔 高度 (m)	大气 压力 (kPa)	大 气 温 度 (°C)									
		0	5	10	15	20	25	30	35	40	45
0	101.33	1.07	1.05	1.03	1.01	0.99	0.96	0.94	0.91	0.88	0.84
200	98.93	1.04	1.02	1.00	0.98	0.96	0.93	0.91	0.88	0.85	0.82
400	96.66	1.01	0.99	0.97	0.95	0.93	0.90	0.88	0.85	0.82	0.79
600	94.39	0.99	0.97	0.95	0.93	0.91	0.88	0.86	0.85	0.80	0.77
800	92.13	0.96	0.94	0.92	0.90	0.88	0.85	0.83	0.80	0.77	0.74
1000	89.86	0.93	0.91	0.89	0.87	0.85	0.83	0.81	0.78	0.75	0.72
1500	84.53	0.87	0.85	0.83	0.81	0.79	0.77	0.75	0.72	0.69	0.66
2000	79.46	0.80	0.79	0.77	0.75	0.73	0.71	0.69	0.68	0.63	0.60
2500	74.66	0.74	0.73	0.71	0.70	0.68	0.66	0.63	0.61	0.58	0.55
3000	70.13	0.69	0.67	0.65	0.64	0.62	0.60	0.58	0.56	0.53	0.50
3500	65.73	0.63	0.62	0.61	0.59	0.57	0.55	0.53	0.51	0.48	0.45
4000	61.60	0.58	0.57	0.56	0.54	0.52	0.50	0.48	0.46	0.44	0.41

2. 高原地区气动制动力的修正

高原地区气动制动力的修正见1.3.3.3。

有中冷增压柴油机功率修正系数 c_{α} (%)

表 1-1-30

适应条件	温度	海拔高度 (m)										
	($^{\circ}\text{C}$)	0	500	1000	1500	2000	2500	3000	3500	4000	4500	5000
		大气压力 (kPa)										
		101.33	95.46	89.86	84.53	79.59	74.79	70.13	65.73	61.60	57.72	54.00
标准大气条件:	0	(134)	(128)	(122)	(116)	(111)	(106)	(101)	96	91	86	82
大气压力95.46	5	(128)	(123)	(117)	(112)	(106)	(101)	96	92	87	82	78
kPa	10	(123)	(118)	(112)	(107)	(102)	97	92	88	83	79	75
大气温度30 $^{\circ}\text{C}$	15	(118)	(113)	(108)	(103)	98	93	88	84	80	76	72
相对湿度60%	20	(113)	(108)	(103)	88	94	89	85	81	76	72	69
	25	(109)	(104)	99	95	90	86	81	77	73	70	66
	30	(105)	100	95	91	87	82	78	74	70	67	63
	35	(101)	96	92	87	83	79	75	71	68	64	60
	40	97	93	88	84	80	76	72	68	65	61	58
	45	93	89	85	81	77	73	70	66	62	59	56
标准大气条件:	0	(118)	(113)	(108)	(103)	98	93	89	84	80	76	72
大气压力	5	(113)	(108)	(103)	98	94	89	85	80	76	72	68
101.33 kPa	10	(109)	(104)	99	94	90	85	81	77	73	69	66
大气温度20 $^{\circ}\text{C}$	15	(104)	99	95	90	86	82	78	74	70	66	63
相对湿度60%	20	100	95	91	87	83	79	74	71	67	63	60
	25	96	92	87	83	79	75	71	68	64	61	57
	30	92	88	84	80	76	72	69	65	61	58	55
	35	89	85	81	77	73	69	66	62	59	56	53
	40	85	81	77	74	70	67	63	60	57	54	51
	45	82	78	74	71	67	64	61	57	54	51	48

注: 摘自《牵引计算及行车组织(铁路工程设计技术手册)》

3. 巷道内内燃机车功率修正系数

巷道内内燃机车功率修正系数见表1-1-31。

巷道内内燃机车功率修正系数 c_{α}

表 1-1-31

巷道长度 (m)	<1000	1001~2000	2001~4000
修正系数 (%)	100	97.5	97

4. 窄轨内燃机车牵引质量见表1-1-32。

窄轨内燃机车牵引质量

表 1-1-32

机车型号	档位	机车速度 (km/h)	轮周牵引力 (N)	机车在不同坡度上的牵引质量(t)					
				0%	5%	10%	15%	20%	25%
JM20型	I	7	6785	87	43.6	32	25	20	
JX20型	II	9	3990	48	24.5	18	14	11	
(低污染)	III	15	2370	22	13.5	9.5	7	5	
JM40型	I	4.25	1760	173	113	83	65	53	
JX40型	II	6.30	17765	143	86	60	45	37	
(低污染)	III	12.70	5880	66	40	37	29	15	
	IV	19.30	3620	43	24	15	11	8	
JX40KB型	I	4.25	15690	153	100	73	57	46	
	II	6.30	12210	118	78	55	43	35	
(低污染防爆)	III	12.70	6120	71	41	28	20	15	
	IV	19.30	3990	51	27	17	12	8	

注：资料来源于长沙矿山通用机器厂。

1.3.4 机车台数确定

(1) 工作机车台数计算按表1-1-33所列公式计算。

工作机车台数计算表

表 1-1-33

计 算 项 目	计 算 公 式	符 号 含 义、数 据
(1) 一台机车每班可完成的循环次数	$m = \frac{60T_{\text{班}}}{T}$	$T_{\text{班}}$ ——每班机车工作小时数, h
(2) 完成每班出矿量所需机车循环次数	$m_1 = \frac{CA_{\text{班}}}{Q_{1\text{z}}}$	$A_{\text{班}}$ ——每班矿石运输量, t
(3) 每班运输废石、人员、材料设备等所需循环次数	m_2	C ——运输不平衡系数
(4) 需要工作机车台数	$N = \frac{m_1 + m_2}{m}$	

注：应根据不同用途，分别确定出不同型号的工作机车台数。

(2) 备用机车(包括检修)台数按不同型号的机车应分别计算。各主要生产阶段、主运输平硐及不同运输系统，应分别计算机车备用量。机车备用量一般按工作机车台数的20~25%选取，其备用量不足一台时则按一台计算。

1.3.5 车辆数量确定

根据车辆的不同用途，按“定点排列法”分别计算各种车辆的需要量。

当列车组成和机车工作台数确定后，在全矿运输系统图上，按同时工作的阶段和运输地点，注明各种车辆的分布情况；运行中的列车车辆、装矿站、井底车场(卸矿站)、停车线、材料设备库、井筒内(提升容器内)、地表车场(包括废石场)等处工作和停放的车辆，将各类车辆分别相加后再乘以备用检修系数，即得各类车辆的总数。

$$Z = \sum_{i=1}^n Z_i \cdot K_i \quad (1-1-9)$$

式中 Z ——各类车辆之总和, 辆;
 Z_i ——第 i 个使用地点的车辆数, 辆;
 K_{sj} ——车辆备用检修系数。

计算时须注意:

- (1) 在用人力调车的编组点, 应存放一列矿车数;
- (2) 当用推车机或专用机车卸矿时, 每个卸矿点要增加一列矿车;
- (3) 应计入为调节运输环节上的平衡而增加的车辆;
- (4) 在一般情况下, 材料车和平板车的数量可分别取矿车总数(包括备用检修数量)的10%和3%, 平板车数量一般不超过10辆;
- (5) 矿车的备用量应根据转运环节多少、装矿点的分散程度、使用条件(矿石块度和粘结性)等情况按工作矿车数的20~30%确定备用量;
- (6) 平巷人车的备用量按工作车数的10%计取。

1.4 线路设计

1.4.1 编制运行图表以确定线路形式

在运输任务、线路系统和列车组成确定以后, 按以下原则逐个研究每个区间线路通过能力: 先找出最繁忙班该线路所须通过的列车数; 再根据列车在区间线路两端的总耽搁时间(发车间隔时间), 编制运行图表; 反复分析列车情况, 探求即能满足行车要求, 又能确保安全, 且错车道数量最少的线路方案。

在区间线路内有两列车以上(只有一列车时可不作运行图表)同时运行时, 为了保证各车场有列车及时供应, 而又不过于集中, 使整条运输系统有节奏的工作, 编制区间线路运行图表, 确定错车道位置。数量和行车组织, 是很必要的。

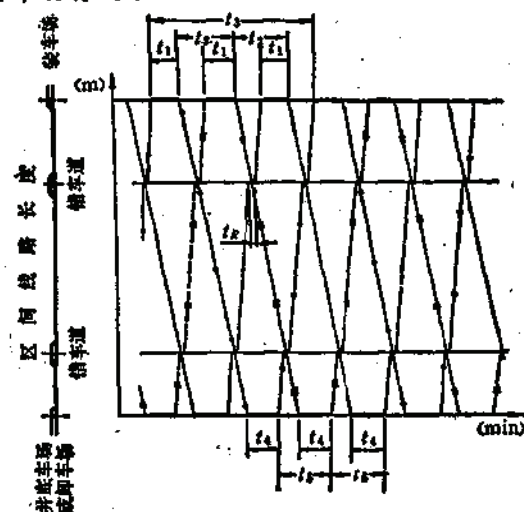
编制运行图表, 力求各次列车进出区间线路间隔时间均匀, 在区间线路上耽搁时间最短。

在草拟的线路系统中, 根据运输计算的列车一个循环时间(即运输周期时间), 将全部工作列车按均等时间间隔排布在整条线路系统上, 找出必须同时处在区间线路上的列车数, 并根据区间线路计算点以外两端站场的耽搁时间、区间线路长度、往返列车运行时间、错车(会让)时间, 再在直角坐标方格纸上绘制运行图表。

三列车在单道加错车道区间线路运行图见图1-1-9。

图 1-1-9 三列车在单道加错车道区间线路运行图
 实线为1号列车运行线路, 虚线为2号列车运行线路, 点画线为3号列车运行线路

图中: t_1 为列车在装车场内全部耽搁时间, t_2 为装车侧向该区间线路发车的间隔时



间, t_1 为列车一个循环的周期时间, t_2 为列车在卸车场全部耽搁时间, t_3 为卸车侧向该区间线路发车的间隔时间, 此处 $t_3 = t_1$; t_4 为往返两列车在错车道处会让时间。

当列车数量较多时, 可将每列车的运行图按同一比例, 分别绘在透明纸上, 然后重叠起来, 对准纵座标线左右移动, 找出理想的行车组织, 再绘制在同一张图表上。

编制的运行图表要能满足运输任务的要求, 且有 30% 的贮备能力。当错车道数量较多时可考虑将局部地段变成双道, 甚至全区间线路变成双道。

1.4.2 区间线路的通过能力

1.4.2.1 单道区间通过能力

直通式会让站区间的通过能力按下式计算

$$N_{su} = \frac{60K_s T_{bn}}{1.3(t_{2o} + t_{1o} + t_R + t_f)} \quad (1-1-10)$$

式中 N_{su} ——单道区间每班通过能力, 对;

K_s ——时间利用系数, $K_s = 0.75$;

T_{bn} ——每班工作时间, 见表 1-1-21;

t_{2o} 、 t_{1o} ——空、重列车在会让站区间运行时间, min,

t_R ——错车道让车时间, min,

t_f ——不同时发车间隔时间, min。

1.4.2.2 双道区间通过能力

采用半自动闭塞信号时每班的通过能力 N_o 次。

$$N_o = \frac{60K_s T_{bn}}{1.3(t_o + t_b)} \quad (1-1-11)$$

式中 t_o ——列车在区间运行的时间, min,

t_b ——准备进路及开通信号时间, 人工搬道 $t_b = 2\text{min}$, 电气集中搬道 $t_b = 0.5\text{min}$ 。

1.4.2.3 咽喉道岔区

当有几股道的列车需要集中去某个作业区时, 其中有些岔区作业内容较多, 任务繁重, 如其通过能力小于生产需要的能力, 将导致全系统完不成生产任务, 此时应重新设计岔区的道岔布置和线路系统, 分散作业内容, 增加通过能力。

凡是不能同时作为两个通路用的一个或几个道岔, 划为一个岔组。如此, 可将一个复杂的道岔区域, 划成几个岔组。再找出作业量最大的一组进行通过能力的校验。一般只做列车通过用的岔组比较简单, 而有调车作业的岔组比较复杂。

每班占用岔组的时间 T_1 (min)

$$T_1 = \sum n_i t_i + \sum t_i \quad (1-1-12)$$

$$t_i = \frac{L_i + l_{ys}}{60V} + t_d$$

式中 n_i ——每班通过岔组的列车或机车 (包括调车、调头等) 次数;

t_i ——列车或机车每次占用岔组的时间, min;

L_i ——列车或机车长度, m;

$l_{\text{组}}$ ——岔组行车长度, m;

V ——列车或机车速度, m/s;

t_s ——准备通路、信号显示到列车起动时间, 对于集中联锁道岔取1.2~1.5min, 对于非集中联锁道岔取3min;

t_z ——由于占线而影响其它作业的时间, 每次取0.5min。

列车每班通过岔组的对数

$$N_{\text{对}} = \frac{60K_s T_{\text{组}}}{2 \times 1.37 T_1} \quad (1-1-13)$$

式中 $N_{\text{对}}$ ——咽喉道岔区每班通过能力, 对。

上述计算结果中包含30%的储备能力。

1.4.3 线路参数选取

1.4.3.1 轨距、线路间距、线路坡度

1. 轨距

按国家标准, 窄轨铁路的轨距为: 600、762、900mm三种。

轨距选择, 参照表1-1-3。

2. 两条线路中心线间距

(1) 地下轨道线路按机车或矿车的最大宽度加上不小于0.3m的间隙。

(2) 地面区间直线地段两相邻线路中心线间距按机车宽度加0.5m, 或车辆宽度加0.7m计算, 取其大值。

3. 线路坡度

线路坡度一般应按等阻坡度来选择, 这样可使机车在重列车下坡和空列车上坡时, 同样能充分发挥机车的牵引性能。等阻坡度可按式计算:

$$i_d = \frac{Q_{11}\omega_1 - Q_{21}\omega_2}{2P + Q_{11} + Q_{21}} \quad (1-1-14)$$

式中 i_d ——等阻坡度, %;

Q_{11} 、 Q_{21} ——重、空车组质量(不包括机车), t;

ω_1 、 ω_2 ——分别为重矿车组和空矿车组的运行单位基本阻力值, 见表1-1-15。

计算的等阻坡度, 必须满足巷道排水的坡度要求。若等阻坡度同排水坡向相反, 积水不能排除, 应以排水为主, 不考虑等阻坡度。

矿山线路设计坡度, 通常取3~5%。

1.4.3.2 曲线段线路特征及连接

1. 曲线段线路特征

1) 线路最小曲线半径

(1) 固定车轴的两轴车辆, 当转角小于90度, 行车速度小于1.5m/s时, 最小曲线半径不得小于车辆最大轴距的7倍; 行车速度大于1.5m/s时, 不得小于最大轴距的10倍; 行车速度大于3.5m/s时, 不得小于最大轴距的15倍。当转角大于90度时, 不得小于最大轴距的10~15倍。

(2) 具有转向架的四轴大型车辆, 它的曲线半径除与固定轴距有关外, 还与转向架

和底盘结构、转向架中心距有关。选取曲线半径时应参照经验数据,且不得小于车辆技术文件的要求。几个矿山实例见表1-1-34。

带有转向架的四轴车辆通过曲线半径实例

表 1-1-34

使用地点	矿车形式	固定轴距 (mm)	转向架中心距 (mm)	曲线半径 (m)
凤凰山铜矿	底卸式矿车7m ³	850	2400	30~35
	梭式矿车7m ³	850	4800	16
德兴铜矿	固定式矿车9m ³	850	4300	30
铜矿峪铜矿	固定式矿车10m ³	850	4500	25
落雷矿	固定式矿车10m ³	850	4500	25
樟树沟铁矿	底卸式矿车6m ³	850	2500	30
梅山铁矿	固定点侧式矿车6m ³	850	2500	20

2) 轨距加宽

线路曲线段采用移动内侧钢轨来加宽轨距。机车和车辆的轴距越大,弯道曲率半径越小,则轨距加宽量也应越大,其加宽值按表1-1-35选取。如小于5mm,则不考虑。

轨距加宽值 (mm)

表 1-1-35

曲线半径 (m)	轴距 (mm)									
	400	500	600	800	1000	1100	1200	1300	1400	1600
4	10	10	15	30	—	—	—	—	—	—
6	5	10	10	20	30	—	—	—	—	—
8	5	5	10	15	25	30	—	—	—	—
12	5	5	10	10	10	20	25	25	30	—
15	—	5	10	10	10	15	20	20	25	30
20	—	5	5	10	10	15	15	15	20	25
25	—	—	5	5	10	10	10	15	15	20
30	—	—	—	5	10	10	10	10	15	15
40	—	—	—	—	5	10	10	10	10	15

如为双轨,则两曲线段线路中心距按下式加宽(移动内侧线路中心线法) Δ (mm)

$$\Delta = \frac{L_v}{8R} \quad (1-1-15)$$

式中 L_v ——车辆长度, mm;

R ——弯道曲率半径, mm。

在一般情况下,两曲线段的线路中心距可按两直线段线路中心距再加宽300mm。

对曲线段巷道的净宽,在一般情况下,其外侧和内侧应分别加宽200和100mm。加宽的范围除曲线段外,尚应包括与其相邻的一段直线巷道。

3) 外轨超高值 Δh (mm)

按表1-1-36选取或按下式计算:

$$\Delta h = \frac{Sv^2}{gR} \quad (1-1-16)$$

式中 S ——轨距, mm;

v ——通过曲线段的车辆速度, m/s。

外 轨 超 高 值 (mm)

表 1-1-35

曲线 半径 (m)	轨 距 (mm)								
	600			762			900		
	速 度 (m/s)								
	1.5	2.0	2.5	1.5	2.0	2.5	1.5	2.0	2.5
4	35	—	—	45	—	—	50	—	—
6	25	40	—	30	50	—	35	—	—
8	20	30	50	25	40	—	25	45	—
12	15	20	30	15	25	40	20	30	50
15	10	20	25	10	20	30	15	25	40
20	10	10	20	10	15	25	10	20	30
25	5	10	15	10	15	20	10	15	25
30	5	10	15	5	10	15	10	15	20
40	—	5	10	5	10	15	5	10	15

2. 曲线线路连接

(1) 由于地下矿山列车运行速度不高, 线路平缓, 曲线与直线线路相接时, 小型矿山一般不用过渡曲线。为适应曲线段轨距加宽及外轨超高的需要, 施工时可在紧接曲线段两端点的直线上按 3% 递减至正常要求数值。

对于规模较大的地下矿山, 列车运量大, 速度高, 线路平曲线与直线线路相接时, 应设置满足外轨超高和轨距加宽要求的递减距离, 其值为 100~300ΔS。

(2) 同向曲线线路相接时, 应插入一直线段, 其长度大于通过车辆的最大轴距即可, 一般不得小于 200~300mm。

(3) 异向 (反向) 曲线相接时, 其间应设直线插入段 d_1 (mm)。

$$d_1 = L_1 + 2d_2 \quad (1-1-17)$$

式中 d_2 ——为适应曲线段轨距加宽和外轨超高而设置的一段递减距离, mm;

L_1 ——中间直线段长度, mm。

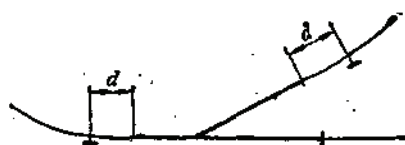


图 1-1-10 曲线同道岔连接

当不设递减距离时, $d_1 = L_1$ 。

直线插入段 d_1 的长度应不小于车辆的最大轴距加上两倍鱼尾板长度。

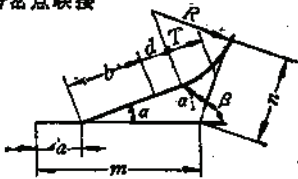
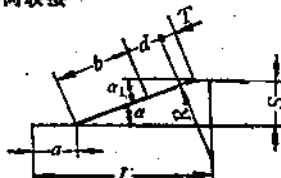
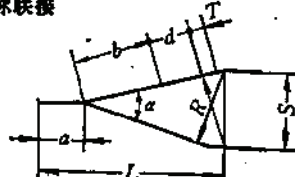
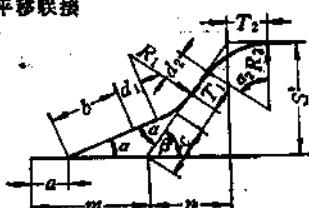
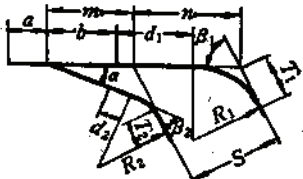
(4) 曲线和道岔联接

曲线和道岔联接时, 可以在曲线段上逐渐地垫高外轨和加宽轨距, 但是在道岔和曲线段之间, 必须加入一不小于200~300mm的直线插入段, 见图1-1-10。

线路分岔联接点的平面布置和计算见表1-1-37。

线路分岔联接点的平面布置和计算

表 1-1-37

名称及简图	公 式
1. 单向分岔点联接 	$\alpha_1 = \beta - \alpha$ $T = R \operatorname{tg} \frac{\alpha_1}{2}$ $m = a + \frac{(b+d+T) \sin \alpha_1}{\sin \beta}$ $n = T + \frac{(b+d+T) \sin \alpha}{\sin \beta}$
2. 双线单向联接 	$\alpha = \alpha_1$ $T = R \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}$ $d = \frac{s}{\sin \alpha} - (b+T)$ $L = (a+T) + (b+d+T) \cos \alpha$
3. 双线对称联接 	$T = R \operatorname{tg} \frac{\alpha}{4}$ $L = a + \frac{s}{2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}} + T$ $d = \frac{s}{2 \sin \frac{\alpha}{2}} - (b+T)$
4. 分岔平移联接 	$m = \frac{(b+d_1+T_1) \sin \alpha_1}{\sin \beta} + a$ $c = \frac{(m-a) \sin \alpha}{\sin \beta}$ $d_2 = \frac{s}{\sin \beta} - (c+T_1+T_2) \geq s + 2 \text{ 鱼尾板长}$ $n = (c+T_1+d_2+T_2) \cos \beta$
5. 单向道岔与双弯道联接 	$\beta_1 = \beta_2 + \alpha$ $m = \frac{(b+d_1+T_1) \sin (\beta_1 - \alpha)}{\sin \beta_1}$ $n = \frac{s}{\sin \beta_1}$ $d_1 = \frac{(b+d_1+T_1) \sin \beta_1 + s}{\sin \beta_1} - b - T_1$

续表

名称及简图	公 式
6. 线路平移的联接	$d \geq \text{轴} + 2\text{角尾板长}$ $L = 2T + \sqrt{(2T+d)^2 - s^2}$ $\alpha = \arctg \frac{s}{\sqrt{(2T+d)^2 - s^2}}$
7. 三角岔道联接	$\beta_1 = 180 - (\beta + \alpha_1), \quad \beta_2 = \beta - \alpha_1$ $m_1 = a_1 + (b_1 + d_1 + T_1) \frac{\sin(\beta_1 - \alpha_1)}{\sin \beta_1}$ $n_1 = T_1 + (b_1 + d_1 + T_1) \frac{\sin \alpha_1}{\sin \beta_1}$ $L_1 = m_1 + (n_1 + d_1 + b_1) \frac{\sin \alpha_1}{\sin \beta}$ $m_2 = a_2 + (b_2 + d_2 + T_2) \frac{\sin(\beta_2 - \alpha_2)}{\sin \beta_2}$ $n_2 = T_2 + (b_2 + d_2 + T_2) \frac{\sin \alpha_2}{\sin \beta_2}$ $L = (n_1 + d_1 + b_1) \frac{\sin \beta_1}{\sin \beta}$ $d_2 = (n_1 + d_1 + b_1) \frac{\sin \beta_1}{\sin \beta_2} - (n_2 + b_2) > d$ $L_2 = m_2 + (n_2 + d_2 + b_2) \frac{\sin \alpha_2}{\sin \beta}$

1.4.4 线路结构与设备

1.4.4.1 轨型选择

1. 轨型与机车轴重的关系

$$q = 5 + a_1 p \quad (1-1-18)$$

式中 q ——钢轨每米质量, kg/m;

p ——机车车轴质量, t;

a_1 ——系数, 地下轨路取2.5。

选择轨型可参照表1-1-3。

2. 钢轨类型和规格

矿山运输主要采用轻轨, 但对于年产规模为200万t以上的大型矿山, 可以采用重轨。

目前我国生产的低合金钢轻轨有9、12、15、22、30kg/m五种, 重轨有33、38、43、50kg/m等, 其规格及主要尺寸见图1-1-11和表1-1-38。

1.4.4.2 轨枕与扣件

地下机车运输线路使用的轨枕有木制、钢筋混凝土制和钢制三种。为节约木材, 一般多使用钢筋混凝土轨枕。木轨枕仅用于道岔段和有特殊要求处。钢轨枕耗钢量多, 噪音

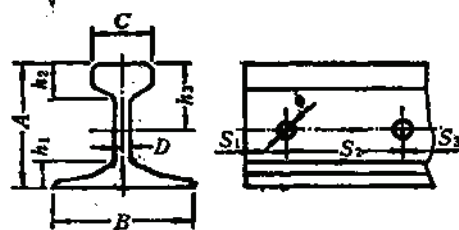


图 1-1-11 钢轨主要尺寸示意图

钢轨规格及主要尺寸

表 1-1-38

钢轨类型 (kg/m)	理论 质量 (kg/m)	标准 长度 (m)	主 要 尺 寸 (mm)											标准代号
			A	B	C	D	h_1	h_2	h_3	ϕ	S_1	S_2	S_3	
低合金 轻轨	9	8.94	63.5	63.5	32.10	5.90	10.30	17.48	35.34	15.90	50.80	101.60	—	YB(T)23 —86
	12	12.20	69.85	69.85	38.10	7.54	12.30	19.85	38.70	15.90	50.80	101.60	—	
	15	15.20	79.37	79.37	42.86	8.33	13.50	22.22	44.05	19.05	50.80	101.60	—	
	22	22.30	93.66	93.66	50.80	10.72	16.67	26.99	51.99	22.22	63.50	127.00	—	
	30	30.10	107.95	107.95	60.33	12.30	19.45	30.95	59.73	25.40	60.50	127.00	—	
重轨	33	33.286	12.5	120	110	80	12.5	21	35	67	29	66	160	YB350—63
	38	38.733	12.5、25	134	114	88	13	24	39	74.5	29	56	110	160 YB183—63
	43	44.653	12.5、25	140	114	70	14.5	27	42	77.5	29	56	110	160 GB182—63
	50	51.514	12.5、25	152	132	70	15.5	27	42	83.5	31	66	150	140 GB181—63

① 通常长度为4~10m。定尺长度9~12kg/m为6m, 15~30kg/m轻轨为10m。

大, 维护困难, 固定干线很少使用, 特别是有污积泥水可能的运输巷道更不宜采用。

由于低合金钢轻轨新标准经冶金部批准, 并于86年7月1日正式实施, 过去接老的轻轨标准设计的与轨型有关的轨枕扣件、轨道附件以及道岔和铺轨材料消耗定额等, 已不能适应新建矿山的设计要求, 故本手册均未列入。今后在设计选型时, 可重新设计或选用与新轨型标准相配套的产品。

地下木轨枕规格尺寸见表1-1-39; 地面轻轨用木轨枕规格尺寸见《冶金矿山地面窄轨铁路设计规范》; 地面重轨(762、900mm轨距)用木轨枕规格尺寸, 亦见表1-1-39。

地 下 木 轨 枕

表 1-1-39

轨 型 (kg/m)	枕木厚 (mm)	顶面宽 (mm)	底面宽 (mm)	长 度 (m)		
				轨 距 600	轨 距 762	轨 距 900
9	100	100	100	1.1	1.25	
12、15、22	120	100	170~180	1.2	1.35	1.6
30	130	120	190	1.2	1.35	1.6
33	140	150	200	1.35	1.5	1.7
38	150	160~180	160~180	1.35	1.5~1.6	1.7
43	150	160~180	160~180	1.35	1.5~1.6	1.7

1.4.4.3 道床

1. 道碴

(1) 道碴材料与粒度: 碎石或卵石的粒度为20~60mm, 对于碎石道碴, >70mm或<20mm的颗粒, 各不超过总质量的5%。

(2) 要求道碴硬度系数 $f \leq 5$ 或为不风化、不潮解的坚硬岩石。

2. 道床建筑

(1) 水平及倾角小于 10° 的轨道, 轻轨轨枕下道床厚度应不小于100mm, 但对每天通过运量超过4000t的主要运输线路应不小于150mm。铺设重轨线路(38、43kg/m钢轨)

的道床厚度一般不应小于150mm。

(2) 轨枕埋入道碴深度, 应不小于轨枕高度的三分之二。

(3) 道床肩宽(从轨枕端到道碴边缘的距离), 当用木枕时 $\geq 100\text{mm}$; 当用钢筋混凝土轨枕时 $\geq 150\text{mm}$ 。

(4) 在倾角大于 10° 的斜井内, 轨枕应嵌入道床底板的沟槽中, 其深度不小于轨枕厚度的三分之二, 轨枕下面的道碴厚度不得小于50mm。

(5) 道床边坡可取1:1.5。

(6) 道床顶面一般比轨枕面低30mm。

3. 整体道床

整体道床具有车辆运行平稳, 可以提高行车速度; 维修工作量小、经营费用低; 服务时间长等优点, 但施工质量要求严格, 造价高。

应用条件: 除对大中型矿山主溜井放矿闸门硐室内的轨道; 斜井胶带输送机检修道; 服务年限超过20年的大中型矿山斜井箕斗运输线; 大中型矿山马头门处的轨道以及轨道衡两侧线路等可以考虑采用外, 一般不宜采用。

目前整体道床采用的扣件尚未定型, 可采用钢筋混凝土轨枕所用的扣件或参考图1-1-12所示的联接型式。

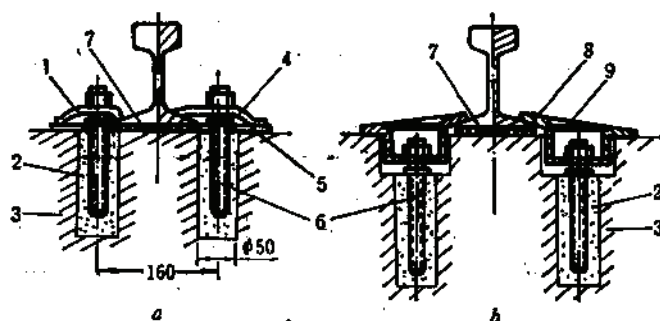


图 1-1-12 38kg/m 钢轨混凝土整体道床

a—改进前道钉外露, 由于车辆掉道, 常碰断螺旋道钉头, 修复和更换困难; b—改进后道钉沉入, 可避免碰断螺旋道钉头

1—接头扣板; 2—疏磺镇固体; 3—混凝土整体道床; 4—中间扣板; 5—铁座; 6—螺旋道钉; 7—橡胶垫板 110×110×8; 8—铸造扣板; 9—盖板

1.4.4.4 道岔选用

根据轨距、轨型和允许通过机车、车辆的最小曲线半径来选择道岔, 道岔的导曲线半径参照1.4.3.2有关原则选用。

对地下主要运输线路, 道岔的导曲线半径一般选取不小于14倍的最大轴距为好; 露天主要运输线路应不小于20倍的最大轴距。道岔的轨型应与连接线路的轨型相一致, 对轻轨线路, 在特殊情况下, 可采用较线路轨型高一级的道岔。

道岔号数选择见表1-1-40。

道岔号数选择表

表 1-1-40

运输方式或机车质量 (t)	机车最小转弯半径 (m)	平均运行速度 (m/s)	轨 距 (mm)		
			600	762	900
			道 岔 号 数		
人 推 车	4	—	3	—	—
3 以下	5~6	2~2.3	3	3	—
3~7	6~7	2.3~2.8	4	4	—
7~10	7~10	2.8~3.5	4	4	—
10、14(14)	10~12(20)	3.5~3.75	4、5	4、5	4、5
14、20(14、20)	18~25(20~30)	3.75~4	5、6	5、6	5、6
20(40)	>25(40)	4	—	6、7	6、7
斜坡串车	—	—	4、5、6	4、5、6	4、5、6

注：括号内为露天型电机车的参数。

1.4.4.5 轨道加强设备

为了保持线路质量，防止轨道爬行和弯道轨距扩大，应在经常制动地段、大坡度地段、重要岔区及弯道地段，设置必要的防爬器和轨距杆。

防爬器规格，见表1-1-41。

防爬器设置原则和数量，参见图1-1-13及表1-1-42。

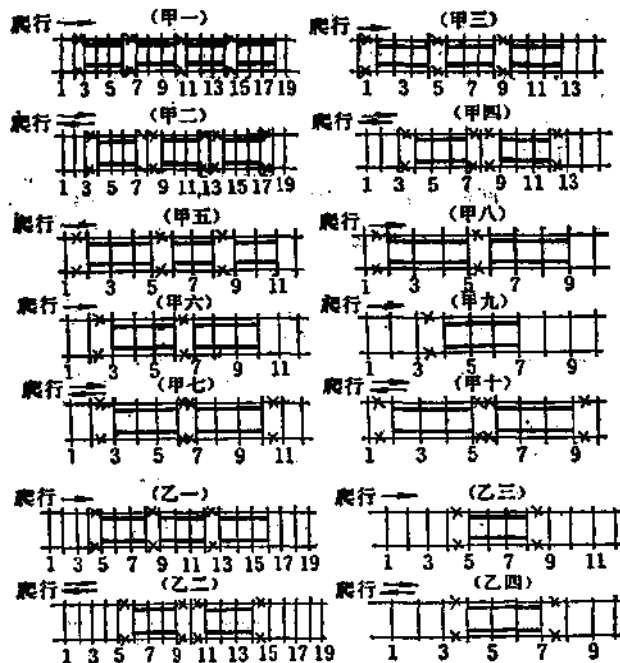


图 1-1-13 轻型防爬设施安装布置图

图例：×—防爬器装设位置

道岔区域防爬设备的设置：单开道岔按双向锁定计，3~5号道岔每套道岔设2~3组防爬器；6~7号道岔每套道岔设3~4组防爬器。其他类型道岔可根据实际情况布置。每组4

防爬器规格

表 1-1-41

名称	型 式	轨 距 (mm)	轨 型 (kg/m)	规格及 主要尺寸 (mm)	质 量 (kg)	图号或手 册中编号	设计日期 年·月	资料来源
防爬器	焊接穿销式	可用于762、900	38		4.206			铁道部标准
	焊接穿销式	可用于762、900	43		4.378			铁道部标准
	焊接穿销式	可用于762、900	50		4.495			铁道部标准
	铸造穿销式	可用于762、900	38		4.46			铁道部标准
	铸造穿销式	可用于762、900	43		4.57			铁道部标准
	铸造穿销式	可用于762、900	50		4.76			铁道部标准

防爬器设置数量(组)

表 1-1-42

线 路 特 征	制 动 地 段				非 制 动 地 段			
	钢 轨 长 度 (m)							
	>10	10~9	8	7~6	>10	10~9	8	7~6
两方向运量显著不同的单线线路	4/0 甲一	3/0 甲三	3/0 甲五	2/0 甲八	3/0 乙一	3/0 甲三	2/0 甲六	1/0 甲九
两方向重车运量较均衡的单线线路	4/0 甲一	3/0 甲三	2/0 甲六	1/0 甲九	2/2 乙二	2/2 甲四	1/1 乙三	1/1 乙四
轻车方向为连续下坡需要制动地段	3/3 甲二	2/2 甲四	2/2 甲七	2/2 甲十				

注: 1. 分子指主要爬行方向安装组数, 分母指反方向安装组数;

2. 每节钢轨枕数变化时, 可按图酌情调整;

3. 本表及图1-1-13系摘自《钢铁厂总图运输设计参考资料》。

个防爬器。

曲线加强设备, 对于轻轨线路一般可选用直径25mm普通轨距杆; 对于重轨线路(38、43、50kg/m钢轨) 应选用直径28或32mm普通轨距杆或轨撑; 在要求电气绝缘和设有轨道电路的线路, 应采用直径32mm的绝缘轨距杆。每根钢轨长的路段上安设轨距杆数量见表1-1-43。

一根钢轨长的路段上安装轨距杆数量(根)

表 1-1-43

曲 线 半 径 (m)	轨 距 (mm)		
	600		762、900
	轨长 8~10m	轨长 8~10m	轨长 12.5 m
≤200		3~4	3~5
≤150		4	5
≤100	3~4	4	5
≤50	4	5	6~7

注: 当钢轨长度与本表不符时, 可酌情增减。

1.4.5 铺轨材料

每公里木枕线路所需铺轨材料见表1-1-44。

每公里钢筋混凝土轨枕线路所需铺轨材料见表1-1-45。

1.4.6 架线高度及机车受电弓适应性

1.4.6.1 架线高度

1. 井下架线高度（由轨面算起）

直流架线式电机车架线高度，按《冶金矿山安全规程》规定：在主要运输巷道，电源电压小于500V时，不低于1.8m，电源电压为500V或500V以上时，不低于2m，其他运输巷道亦不低于1.8m。

井下调车场、架线式电机车道与人行道交叉点，电源电压小于500V时，不低于2m，电源电压为500V或500V以上时，不低于2.2m。

井底车场（至运输人员车站）不低于2.2m。

2. 地面架线高度

露天型电机车进入平硐装矿时，冶金矿山可按《冶金矿山地面窄轨铁路设计规范》中规定，地面架线高度一般为4.2m，电源电压采用250V时，平硐内架线高度一般为3m。准轨电机车进入平硐装矿时，可参照有关规定设计。

地下矿山平硐内的架线式电机车出入地面运输时，对于地面上不和其他道路交叉的地段，其架线高度可不小于2.2~2.4m。

铁路与公路（道路）平交时的架线高度，应在保证安全的原则下，根据具体情况确定。如高架困难时，可以断开。

处于同一水平，且为同一运输系统的坑内外之间的架线连接，应有过渡区段。过渡区段长度按变化率1%计算。接触线距巷道顶面（或支护梁等）的距离，不得小于200mm。

1.4.6.2 机车受电弓适用性

硐内外架线高度之高差如达1.2m以上，井下型6~10t电机车的集电弓均不能满足要求，可向电机车厂提出加高集电弓工作高度的特殊订货。井下型14、20t电机车自带集电弓的最大工作高度为3.2~3.4m，一般能适应硐外的架线高度。

铁路与公路（道路）平面交叉时，应设置道口，其架线高度必须保证车辆通过时的安全净空要求，一般道口处的架线高度为4~4.5m。道口架线处理方式有以下几种：

（1）在道口附近将架线加高，当加高不大于集电弓工作高度时，电机车仍可受电通过；否则，电机车断电通过。

（2）在道口附近中断接触线，另用馈电线分别连接断线两端，以保证供电。馈电线高出轨面4~4.5m。司机在过道口前将受电弓拉下，列车断电通过道口后，再放起受电弓，见图1-1-14。

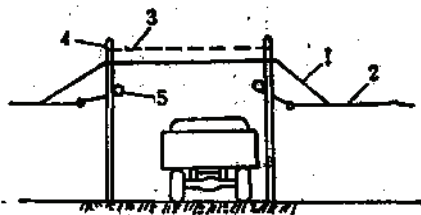


图 1-1-14 道口不架接触线

1—馈电线；2—接触线；3—铁轨；4—立柱；5—横木

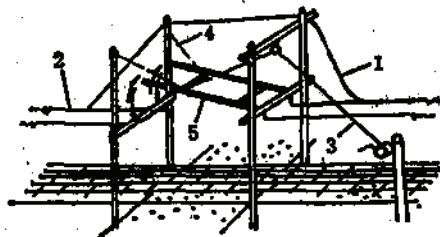


图 1-1-15 道口活动架线

1—馈电线；2—接触线；3—钢丝绳；4—胶质拉索；5—活动剪刀

每公里木枕线路所

轨 距 (mm)	600						
轨 型 (kg/m)	9	12	15	22	30	12	15
项 目	材 料						
钢 轨 (根/kg)	$\frac{252}{18144}$	$\frac{252}{24192}$	$\frac{252}{29676}$	$\frac{252}{44352}$	$\frac{252}{60480}$	$\frac{252}{24192}$	$\frac{252}{29676}$
鱼尾板 (块/kg)	501.5	501.5	$\frac{501.5}{1394}$	501.5	501.5	501.5	$\frac{501.5}{1394}$
鱼尾螺栓带帽 (套/kg)	$\frac{1010}{81}$	$\frac{1010}{178}$	$\frac{1010}{185}$	$\frac{1010}{303}$	$\frac{1010}{634}$	$\frac{1010}{178}$	$\frac{1010}{185}$
弹簧垫圈 (个/kg)	—	—	$\frac{1040}{21}$	$\frac{1040}{24}$	1040	—	$\frac{1040}{21}$
道 钉 (个/kg)	$\frac{6120}{361}$	$\frac{6120}{643}$	$\frac{6120}{1071}$	$\frac{6120}{1071}$	$\frac{6120}{1775}$	$\frac{6120}{643}$	$\frac{6120}{8071}$
铁 垫 板 (个/kg)	—	—	—	$\frac{3030}{4242}$	$\frac{3030}{4242}$	—	—
枕 木 (根/m³)	$\frac{1515}{32.62}$	$\frac{1515}{32.62}$	$\frac{1515}{32.62}$	$\frac{1515}{32.62}$	$\frac{1515}{32.62}$	$\frac{1515}{45.79}$	$\frac{1515}{45.79}$
道 砟 (m³)	227	227	227	227	227	257	257

注: 本表包括5%的材料消耗。

每公里钢筋混凝土轨枕线

轨 距 (mm)	600						
轨 型 (kg/m)	9	12	15	22	30	12	15
项 目	材 料						
钢 轨 (根/kg)	$\frac{252}{18144}$	$\frac{252}{24192}$	$\frac{252}{29676}$	$\frac{252}{44352}$	$\frac{252}{60480}$	$\frac{252}{24192}$	$\frac{252}{29676}$
鱼尾板 (块/kg)	501.5	501.5	$\frac{501.5}{1394}$	501.5	501.5	501.5	$\frac{501.5}{1394}$
鱼尾螺栓带帽 (套/kg)	$\frac{1010}{87}$	$\frac{1010}{178}$	$\frac{1010}{185}$	$\frac{1010}{303}$	$\frac{1010}{634}$	$\frac{1010}{178}$	$\frac{1010}{185}$
弹簧垫圈 (个/kg)	—	—	$\frac{1040}{21}$	$\frac{1040}{24}$	1040	—	$\frac{1040}{21}$
道 钉 (个/kg)	$\frac{6120}{361}$	$\frac{6120}{643}$	$\frac{6120}{1071}$	$\frac{6120}{1071}$	$\frac{6120}{1775}$	$\frac{6120}{643}$	$\frac{6120}{1071}$
木 垫 板 (块/m³)	$\frac{3150}{0.45}$	$\frac{3150}{0.45}$	$\frac{3150}{0.45}$	$\frac{3150}{0.45}$	$\frac{3150}{0.45}$	$\frac{3150}{0.45}$	$\frac{3150}{0.45}$
枕 木 (根/m³)	$\frac{1545}{40.04}$	$\frac{1545}{40.04}$	$\frac{1545}{40.04}$	$\frac{1545}{40.04}$	$\frac{1545}{40.04}$	$\frac{1545}{48.95}$	$\frac{1545}{48.95}$
道 砟 (m³)	227	227	227	227	227	257	257

注: 本表包括5%的材料消耗。

铺轨材料

表 1-1-44

762				900				
22	30	38	43	15	22	30	38	43
消				耗				
252	252	162	162	252	252	252	162	162
44352	60480	78434	90422	29676	44352	60480	78434	90422
501.5	501.5	322	322	501.5	501.5	501.5	322	322
		5014	5014	1394			5014	5014
1010	1010	970	970	1010	1010	1010	970	970
303	634	631	631	185	303	634	631	631
1040	1040	970	970	1040	1040	1040	970	970
24		48.5	48.5	21	24		48.5	48.5
6120	6120	9211	9211	6120	6120	6120	9696	9696
1071	1775	3482	3482	1071	1071	1775	3665	3665
3030	3030	3055	3055	—	3030	3030	3216	3216
4242	4242	14966	17857		4242	4242	16041	18795
1515	1515	1535	1535	1515	1515	1515	1616	1616
45.79	45.79	62.17	70.46	56.71	56.71	56.71	65.5	74.17
257	257	409	409	387	387	387	468	468

路所需铺轨材料(木垫板)

表 1-1-45

762				900				
22	30	38	43	15	22	30	38	43
消				耗				
252	252	162	162	252	252	252	162	162
44352	60480	78434	90422	29676	44352	60480	78434	90422
501.5	501.5	322	322	501.5	501.5	501.5	322	322
		5014	5014	1394			5014	5014
1010	1010	970	975	1010	1010	1010	970	970
303	634	631	631	185	303	634	631	631
1040	1040	970	970	1040	1040	1040	970	970
24		48.5	48.5	21	24		48.5	48.5
6120	6120	6141	6141	6120	6120	6120	6464	6464
1071	1775	2321	2321	1071	1071	1775	2443	2443
3150	3150	3055	3055	3150	3150	3150	3216	3216
0.45	0.45	0.92	0.92	0.45	0.45	0.45	0.97	0.97
1545	1545	1535	1535	1545	1545	1545	1616	1616
48.95	48.95	54.5	59.25	60.26	60.26	60.26	57.4	62.88
257	257	500	500	414	414	414	557	557

(3) 道口活动架线, 处理方式见图1-1-15。道口全宽内不设架线, 在两侧各设一门架, 用活动的闸刀代替(用 $\phi 30\text{mm}$ 钢管制作)。闸刀开合, 由绞车操纵。平时合闸, 汽车通过时临时开闸。

1.4.7 信号设计要求

为有次序、均衡而准确地组织和调度机车的运输工作, 确保行车安全, 应根据运输要求, 设置线路系统的信号装置。

(1) 运量不大, 在同一条线路上机车工作台数在3台以下时, 采用普通的线路信号装置。

(2) 运量较大, 在同一条线路上有3~5台机车同时工作时, 应设半自动闭塞信号装置(道岔就地操作), 但对运输紧张地段, 应采用局部自动闭塞信号装置。

(3) 运量大、运输繁忙、行车密度大(发车间隔时间5~10min, 在同一条线路上有6台以上机车同时工作时, 应设置区间自动闭塞信号装置。

如德兴铜矿+125m水平主运输线路日运量高达1.5万t, 正线长度为4.765km, 线路为双线, 重车最大下坡坡度为6%。全线共9列车同时工作(14t双机牵引2组, 14t单机牵引7台), 每班通过72列车次, 发车时间间隔为6min, 全线运输信号系统由装矿站和卸矿站的调度信号电气集中控制及正线区间的自动闭塞信号装置三部分组成。在装、卸矿站区段分别设有调度室, 安装有ZDGX-1型模拟盘和信号集中控制盘。正线划分10个闭塞分区, 分区区间距离按不同情况定为300~600m, 每个分区上均安有三显示信号机。以绿灯开通, 黄灯注意慢行, 红灯禁止通行指令, 指示机车运行。同向运行机车之间在信号机指令下, 至少须间隔两个闭塞分区的安全距离, 以防止发生跟踪撞车事故。

梅山铁矿-200m阶段日运量3600~4000t, 单线环形线路, 平均运距为1.5km。3台14t电机车运矿石, 3台7t电机车运废石、材料及人员, 共5~6台机车同时工作。运输线路采用区间自动闭塞信号装置, 电动道岔自动搬道。坑内运输调度室设全线运输系统自动闭塞信号装置模拟盘, 显示机车占线情况和各区间闭塞情况。采用电气集中控制信号开闭。

1.5 装卸矿设施

1.5.1 装矿设备

阶段巷道中常用的装矿设备, 根据其结构形式可分为移动式和固定式两种: 移动式装矿设备有带行走机构的装岩机、装载机 and 斗式转载车; 固定式装矿设备有装(放)矿闸门、振动放矿机、带振动底板装置的组合式闸门、板式给矿机等。

常用装矿设备的特点及适用条件见表1-1-46。

选用装矿设备时应根据不同的使用条件和要求, 考虑所选的装矿设备的性能、特点、使用范围是否合适外, 尚需注意如下几点:

(1) 利用重力放矿的装矿设备, 必须按照矿石的机械物理特性来选择与其相适应的型式和参数。

(2) 对于大水多泥的矿石溜井, 单一形式的放矿设备较难控制其矿流和堵塞。宜采

常用装矿设备的特点及适用条件

表 1-1-48

装车设备	特 点	适 用 条 件
装 岩 机	有正装后卸式, 正装侧卸式。动力为电动、气动。多用轨轮行走, 也有履带的。受卸载高度和卸载距离的限制, 调车作业复杂, 效率低	用于采场出矿及平巷掘进装车, 能力较低, 如与斗式转载车配套组成斗式转载列车, 可减少调车时间, 提高装车效率
装 载 机	有耙爪式、立爪式, 铲斗式, 耙斗式等。电动或内燃机驱动, 轨轮、轮胎或履带行走, 有的用链板或胶带输送机转载, 作业连续, 效率较高	用于平巷掘进, 需与转运设备配套使用
斗式转载车	电动或气动, 自行式, 与装岩机配套, 向小型矿车转载	用于平巷掘进机械化作业线上装车
闸 门	主要为气动。重力式放矿, 矿流中泥水多时不易控制	用于矿石粘性不大, 粉矿及泥水少的采场、阶段, 溜井底部装车
振动放矿机	电动、振动式连续放矿, 矿流易控。与风动闸门相比, 具有结构简单、重量轻、节能、放矿不易堵塞、操作和安装方便等优点	用于采场、阶段溜井、主溜井底部装车。当矿石粘结性大时(粘着力大于 $0.6t/m^2$), 应采用振动放矿机装车。含水量大时易跑矿
带振动放矿装置的闸门	电动振动底板, 兼具振动放矿机和风动掀板闸门的优点	较适用于矿石含粉矿和泥量大, 且含水量变化大(增大或减少), 易发生堵塞和跑矿的条件
板式给矿机	电动、连续放矿, 矿流易控 设备质量大, 价格高, 硐室工程量大	矿石块度 $1m$, 年放矿量 200 万吨, 服务年限 10 年的主溜井, 经方案比较确认有必要时

用带有振动底板装置的组合式闸门。

(3) 装矿设备的实际生产能力受与其配套的车辆容量、来车间隔时间以及调车作业的简繁诸因素影响。因此应按运输计算中的有关参数来进行核算。

(4) 装矿设备出矿嘴要与装载车辆有关尺寸相匹配, 出矿嘴宽度, 一般为车箱长度的 $0.6 \sim 0.8$ 倍(侧向装矿时); 出矿嘴至车箱顶高, 一般为 $100 \sim 250mm$, 当配置要求其大于 $400mm$, 出矿块度又比矿车允许的块度大时, 需要校验矿车的强度; 出矿嘴伸进车箱内壁最小距离则应不小于 $150mm$ 。

(5) 当溜矿井要求的出矿量较大时, 可设置两套固定式装矿设备同时向一辆矿车装载或分别向两辆矿车装载。

1.5.1.1 常用的移动式装矿设备

部分轨轮装岩机技术性能见表1-1-47, 其与矿车相关尺寸见表1-1-48。

斗式转载车技术性能见表1-1-49。

1.5.1.2 固定式装矿设备

1. 装(放)矿闸门

装矿闸门型式及其使用条件见表1-1-50。

部分轨轮装岩

项 名		FD-1	Z-17B	东风-2	Z-30	FD-1	ZQ-26
型 式		铲斗后卸	铲斗后卸	铲斗后卸	铲斗后卸	铲斗后卸	铲斗后卸
装岩能力 (m ³ /h)		25	25、35	30~50	60	20	50
斗 容 (m ³)		0.15	0.17、0.20	0.25	0.3	0.15	0.25
最大装岩块度 (mm)							
装岩宽度 (mm)			1700、 1780	2200	2200~ 2500		2580
卸岩高度 (mm)		1750	1050、 1150、 1250	1345	1300	1750	2240 (1250)
行走速度 (m/s)			0.35	1160			
轨 距 (mm)		600 550 508	600	762 600	762 600	600 550 508	600 750 762
原 动 机	动力源一型号	电	电-JI ₂	电-JI ₁	电-JI ₁ - 13	压 气	压 气
	功 率 (kW)	7.5	10.5	13 10.5	13	8HP	12HP 20HP
	台 数	2	2	1、1	2	2	1、1
外形尺寸(长×宽×高) (m)		1.946× 0.960× 1.195	2.128(2.107) ×107× 1.2(1.27)	2.35× 1.228× 1.5	2.59× 1.2× 1.445	1.946× 0.82× 1.195	2.44× 1.42× 1.42
质 量 (t)		3.2	3.38、3.45	4	4	2.4	2.90
参考价格 (元)			20000	20000			18000
生产厂		①	①	②	③	①	④、⑤

注：1. 生产厂——①南宁冶金矿山机械厂、②太原矿山机器厂、③南京市通用机械厂、④焦作矿山机械厂、⑤

2. 表中数据摘自机械工业部编，1986年6月版，机械产品目录第五册矿山采选设备中。

机 技 术 性 能 表

表 1-1-47

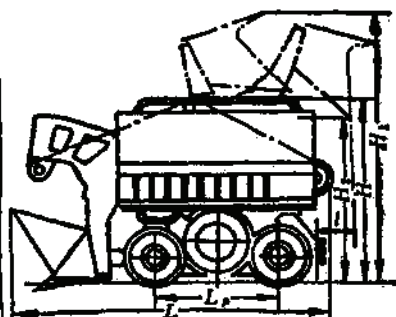
ZCQ-4	LZ-100	LZ-120	LB-80	LB-150	P-158 (ZYP-11)	P-30B (ZYP-17)	P-60B (ZYP-30)
铲斗后卸	连续, 立爪	连续, 立爪	连续, 蟹爪	连续, 蟹爪	耙 斗	耙 斗	耙 斗
70~90	100	120	80	150	15~30	30~50	70~100
0.5					0.15	0.3	0.6
			600	600			
3500	3300	4400					
	1400	1700	2400	最高2400 最低1150			
0.9~1.57	0.5		2400				
750 900	762 600	762			600 762	600 762 900	600 762 900
压 气	电-JO ₁ -82-4	电	电-BJO ₁ -62-6 JBI ₁ JO ₁ -91-10 BJO ₁ -5-2-6	电- JBI15-8	电- YBB10-4	电- YBB17-4	电- YBB30-4
25HP	40	80	26、26、30、75	15×6	10	17	30
2					1	1	1
2.200(3.385)× 1.588(1.893)× 1.78(2.93)	5.47× 1.60× 1.9	6.42× 1.96× 2.36	8.7×1.8×1.7	8.85× 2.17× 2.04	5.85× 1.4× 1.95	6.6× 2.045× 1.95	9.8× 2.75× 2.32
7.56	8.5	10.5	21	23.4	1.96	4.3	6.45
40000							28000
②、④、③	③	③	④	⑤	⑥	⑦	⑦、⑧

承德矿山机械厂、⑤上海采矿机械厂、⑦锦州矿山机械厂、⑧温州矿山机械厂。

常用正装后卸轨轮式装载机与矿车相关尺寸表

表 1-1-48

装载机型号	铲斗容积 (m³)	尺寸(mm)						备 注
		H	L	L _p	H ₁	I	H ₂	
ZCZ-17型(电动)	0.17	1200	2120	850	1010	270	1750	华-1型
ZCZ-20型(电动)	0.20	1518	2380	980	1280	250	2180	H600型
东风-2型(电动)	0.25	1460	2240	850	1345	305	2235	
ZCY-45型(电动)	0.30	1700	3500	1230	1480	—	2150	ZCY-30型
东风-4型(电动)	0.50	1850	3310	1150	1710	532	2930	ZCD-4型
ZCZ-26型(风动)	0.26	1378	2375	898~918	1250	530	2240	
东风-4型(风动)	0.50	1780	3310	1150	1710	532	2930	ZCQ-4型



注: 本表摘自《金属矿山采矿设备设计》。

斗式转载车技术性能

表 1-1-49

项 目	DC0.35	DC0.5	DC0.75
转载斗理论容积(m³)	0.35	0.5	0.75
转载斗运行速度(m/s)	1.28	1.52	1.1
转载斗开斗宽度(mm)	580	600	700
驱动装置	TM1-4型风马达, 功率3.3kW	TM1-4型风马达, 功率3.3kW	JQ ₂ -42-4电动机, 功率5.5kW
适用巷道断面(m²)	大于2×2	大于2.2×2.4	大于2.2×2.4
适用轨道轨距(mm)	600	600	600
适用轨道曲线半径(m)	大于4	大于6	大于8
配用电机功率(t)	3	3.7	7.10
配用装载机型号	华-1型 H-600	华-1型 H-600	H-600 ZCZ-26
配用矿车规格	0.7m³固定式或侧卸式外形尺寸1500×850×1050, 两矿车碰头总长300	JC1.0-6型或1.2m³侧卸式矿车, 矿车外形尺寸1950×1000×1200, 两矿车碰头总长300	JC1.6-6型JC2.5-8型侧卸式矿车, 矿车外形尺寸2500×1150×1300, 矿车碰头总长320
岩石最大块度(mm)	500	500	600
主进风胶管直径(mm)	25	25	25
行走马达风管直径(mm)	20	20	15
设备外形尺寸, 长×宽×高(mm)	1815×1200×1050	2000×1274×1269	2045×1430×1270
设备总质量(t)	1.890	1.985	2.851

注: 本表摘自《金属矿山采矿设备设计》。

冶金矿山放矿闸门主要规格、性能及配套设备见表1-1-51, 其气缸规格见表1-1-52, 气阀规格见表1-1-53。

2. 振动放矿机

目前国内矿山使用的振动放矿机型式较多, 有FZC系列、各设计研究院(所)设计的和使用矿山自己设计的等。其主要技术参数列于图1-1-16、表1-1-54和图1-1-17、表1-1-55及表1-1-56中。

装矿闸门型式及其使用条件

表 1-1-50

名 称	型 式	适用安装地点	操作方式	对 不 同 性 质 的 矿 石 的 适 应 性		
				块 度 (粒度组成)	潮湿矿石 (具有粉矿时)	含水含泥多的矿石
扇形闸门		采场溜井 主溜井 转运矿仓	人工机械	由碎块到中块	适 宜	尚 可
指状闸门		采场溜井 主溜井	人工机械	不含粉矿的大块	不 够 好	不 好
指状闸门与活溜槽组成的联 合式闸门		主溜井	机 械	在大块中并含有一定量的 粉矿	适 宜	不 够 好
链式闸门		主溜井或地面矿仓	机 械	不含粉矿的大块	不 够 好	不 好
链式闸门与活溜槽组成的联 合式闸门		主溜井	机 械	在大块中并含有一定量的 粉矿	适 宜	不 够 好

冶金矿山放矿闸门主要规格

序号	型式	型号	名称	放矿口有效截面尺寸 宽×高 (mm)	溜槽倾角 (°)	活动溜槽内槽宽度 (mm)	适应矿石块度 (mm)	安装地点
1	链式	YJZ0.7×0.5	35R 700×500手动简易链式闸门	700×500	35	600	0~350	采场漏斗
2	扇形	YJZ0.7×0.6	40F 700×600风动简易可拆装式闸门	700×600	40	700	0~350	采场漏斗、溜井
3	链式	YJZ1.0×0.75	35R 1000×750手动简易链式闸门	1000×750	35	800	0~500	采场漏斗
4	扇形	YJZ1.0×0.85	40F 1000×850风动简易可拆装式闸门	1000×850	40	1000	0~500	采场漏斗、溜井
5	正扇形	YSZ0.9×0.6	40F 900×600风动正扇形闸门	900×600	40	1000	0~350	采场、中段溜井
6	反扇形	YFSZ1.0×0.6	35F 1000×600风动反扇形闸门	1000×600	35	1164	0~350	采场、中段溜井
7	链式	YLZ1.0×0.6	35F 1000×600风动链式闸门	1000×600	35	1238	0~350	中段、主溜井
8	正扇形	YSZ1.25×0.85	40F 1250×850风动正扇形闸门	1250×850	40	1270	0~500	采场、中段溜井
9	反扇形	YFSZ1.5×0.85	35F 1500×850风动反扇形闸门	1500×850	35	1710	0~500	采场、中段溜井
10	链式	YLZ1.5×0.85	35F 1500×850风动链式闸门	1500×850	35	1760	0~500	中段、主溜井
11	反扇形	YFSZ2.0×1.3	35F 2000×1300风动反扇形闸门	2000×1300	35	2200	0~750	采场、中段溜井
12	链式	YLZ2.0×1.3	35F 2000×1300风动链式闸门	2000×1300	35	2290	0~750	中段、主溜井
13	链式	YLZ2.5×1.7	35F 2500×1700风动链式闸门	2500×1700	35	2396	0~1000	主溜井
14	链式	YLZ3.0×2.1	35F 3000×2100风动链式闸门	3000×2100	35	2824	0~1200	主溜井

注：本表摘自《冶金矿山放矿闸门通用设计》。

气缸规格

表 1-1-52

安装型式简图	直径 (mm)	行程 (mm)	联杆直径 (mm)	双动或单动	缓冲方式	安装方式	外接管内径 (mm)	质量 (kg)	图号
 I 中间铰支	80	60~400	20	双动	气垫	I	10	15.7~21.6	YQG1
	100	60~600	20	双动	气垫	I	10	19.8~32	YQG2
	125	80~600	24	双动	气垫	I	16	35.5~52.2	YQG3
	150	80~800	30	双动	气垫	I	16	44.1~71.4	YQG4
	180	80~800	36	双动	气垫	I	20	67.1~102.8	YQG5
	200	100~1000	36	双动	气垫	I	20	72.9~123	YQG6
	250	150~1200	42	双动	气垫	I	25	111.4~202.7	YQG7
	300	150~1400	42	双动	气垫	I	25	173.6~294.6	YQG8
	360	150~1600	56	双动	气垫	I	25	276.3~487.2	YQG9
	400	200~1600	56	双动	气垫	I	25	330.3~542.2	YQG10
 II 固定式	80	60~400	20	双动	气垫	II	10	12.6~18.5	YQG11
	100	60~600	20	双动	气垫	II	10	15.6~27.7	YQG12
	125	80~600	24	双动	气垫	II	16	38.6~55.3	YQG13
	150	80~800	30	双动	气垫	II	16	42~69.4	YQG14
	180	80~800	36	双动	气垫	II	20	57.1~91.8	YQG15
	200	100~1000	36	双动	气垫	II	20	75.5~125.6	YQG16
	250	150~1200	42	双动	气垫	II	25	101.5~192.8	YQG17
	300	150~1400	42	双动	气垫	II	25	159.4~280.8	YQG18
	360	150~1600	56	双动	气垫	II	25	295.6~509.6	YQG19
	400	150~1600	56	双动	气垫	II	25	353~566	YQG20

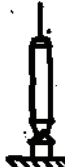
注：本表摘自《冶金矿山放矿闸门通用设计》。

格性能及配套设施表

表 1-1-51

配 套 设 备 (供参考)																	最大件 外形尺寸 (mm)	最大件 质量 (kg)	设 备 总质量 (kg)	设 备 图 纸 编 号	
矿 车										电机车											
YGC型固定车箱式 (m³)					YFC型翻转 车箱式(m³)			YCC型单侧曲 轨侧卸式(m³)			YDC 型底卸 式(m³)										
0.5	0.7	1.2	2.0	4.0	10	0.5	0.7	1.2	0.7	1.2	2	4	6	4	6	10	(t)				
●	●					●			●								1.5, 3	888×800×330	76	504	YZM1
																	1.5, 3	3460×1350×400	401	1178	YZM2
			●								●						3, 6, 7	1038×730×255	86	708	YZM3
		●	●								●						3, 6, 7	3900×1700×500	720	1646	YZM4
		●	●								●						3, 6, 7	1496×1230×1000	298	1358	YZM5
		●	●								●						3, 6, 7	2000×1600×1700	873	1770	YZM6
		●									●						3, 6, 7	2300×1200×100	336	3333	YZM7
			●									●					6, 7, 10	1924×1700×1300	482	2494	YZM8
			●									●					6, 7, 10	2800×1700×200	560	3971	YZM9
			●									●					6, 7, 10	2160×2010×603	883	7868	YZM10
				●									●				10, 14	3260×2000×250	738	6239	YZM12
				●									●				10, 14	5000×2000×120	1298	16347	YZM13
					●									●			14, 20	7000×2800×200	2687	30845	YZM15
					●										●		14, 20	8500×3500×200	3880	48296	YZM16

续表

安装型式简图	直径 (mm)	行 程 (mm)	联杆 直径 (mm)	双 动 或 单 动	缓冲方式	安 装 方 式	外橡胶 管内径 (mm)	质 量 (kg)	图 号
 III 尾部法兰固定式	80	60~400	20	双动	气垫	III	10	14.8~20.2	YQG31
	100	60~600	20	双动	气垫	III	10	18.7~30.7	YQG32
	125	80~600	24	双动	气垫	III	16	33.5~50	YQG33
	150	80~800	30	双动	气垫	III	16	37.4~64.8	YQG24
	180	80~800	36	双动	气垫	III	20	58~92.5	YQG25
	200	100~1000	36	双动	气垫	III	20	69.3~119.4	YQG26
	250	150~1200	42	双动	气垫	III	25	105.6~196.7	YQG27
	300	150~1400	42	双动	气垫	III	25	168.9~284.8	YQG28
 IV 尾部铰支	360	150~1600	56	双动	气垫	III	25	255.2~469.2	YQG29
	400	200~1600	56	双动	气垫	III	25	316~527	YQG30
	80	60~400	20	双动	气垫	IV	10	12.4~18.3	YQG21
	100	60~600	20	双动	气垫	IV	10	14.6~26.6	YQG22
	125	80~600	24	双动	气垫	IV	16	32.4~49.1	YQG23
	150	80~800	30	双动	气垫	IV	16	44.9~72.3	YQG34
	180	80~800	36	双动	气垫	IV	20	66~100.6	YQG35
	200	100~1000	36	双动	气垫	IV	20	75.5~125.6	YQG36
	250	150~1200	42	双动	气垫	IV	25	123.8~215	YQG37
	300	150~1400	42	双动	气垫	IV	25	181.2~302.5	YQG38
	360	150~1600	56	双动	气垫	IV	25	278~494	YQG39
	400	200~1600	56	双动	气垫	IV	25	337~549	YQG40

气 阀 规 格

表 1-1-53

名 称	联接管直径	结构特点	质 量 (kg)	图 号	设计单位
二位四通手动滑阀	G1/2"		3.5	7备228	(1)
二位四通手动滑阀	G3/4"		4.5	7备229	(1)
二位四通手动滑阀	G1"		7.8	7备230	(1)
井口设备控制阀	G1/2"	垂直操纵	12	131013	(2)
G3/4"四通阀	G3/4"	锥 形	1.84	131271	(2)
电磁气阀(MQ1-513电磁铁)	G3/4"	五通柱塞状	5.5	131274	(2)
操纵阀(双缸联动)	G1"		23.2	德钢露23-CJ-71	(3)
G3/4"二位四通手动滑阀	G3/4"	柱 塞 状	4.5	30-311(整理外院图)	(2)
G1"二位四通手动滑阀	G1"	柱 塞 状	7.8	30-310(整理外院图)	(2)
G1"三位四通阀	G1"	仿30-311	4.0	131490	(2)
D25轻型四通阀	G1"	平动锥形	2.7	01003	(2)
平面四通阀	G1"	平动锥形	9	13434	(2)
双气缸联动控制阀	G1"	板 状	16	13030	(2)
φ25四通阀	φ25	平动锥形	4.6	131208	(2)
G1"单向节流阀	G1"	单向节流	4	13945	(2)
φ8四通阀	φ8	平动锥形	14.0	131392	(2)
D50三通阀	内径φ50	锥 形	44	131390	(2)

注：设计单位(1)鞍山黑色冶金矿山设计研究院，(2)北京有色冶金设计研究总院，(3)长沙有色冶金设计研究院。

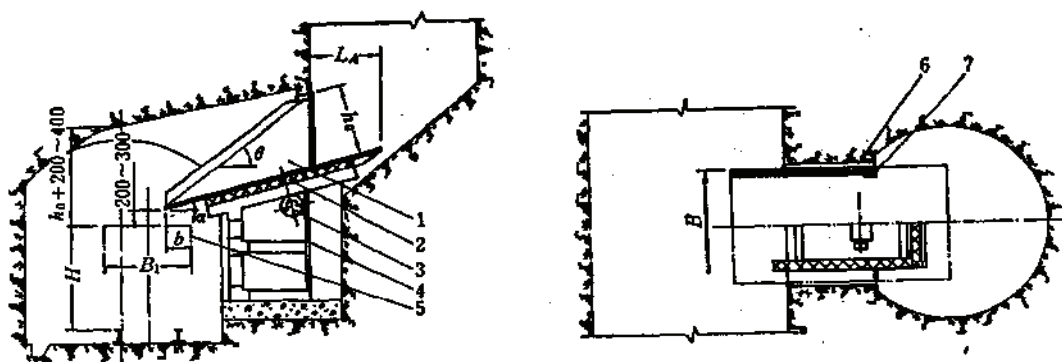


图 1-1-16 FZC型单台板振动放矿机配置关系简图

1—振动平台；2—减振橡胶；3—振动电机；4—机架；5—矿车；6—迎门梁立柱；7—密封角钢

FZC型单台板振动放矿机型号及主要技术参数

表 1-1-54

型 号	台板长度 L (m)	台板宽度 B (m)	台板面积 F (m ²)	筛网高度 h ₀ (m)	筛网长度 L _A (m)	台板倾角 α (°)	设计筛网 倾角 θ (°)	额定频率 n (Hz)	机械效率 K _κ	频率比 u	最大激振力 P (kN)	额定功率 N (kW)	振动幅值 A' (mm)	工况系数 K _K	技术生产 能力 Q (t/h)	振动出矿 机质量 (kg)
FZC-1.8/1-1.5	1.6	1.0	1.6	0.6	0.6	12	40		1.81	1.23			0.8	0.89	300~360	440
▲FZC-1.8/0.9-1.5	1.8	0.9	1.6	0.7	0.6	12	40	23.3	1.88	1.17	9.8	1.5	0.9	0.88	350~400	430
FZC-2/0.8-1.5	2.0	0.8	1.6	0.7	0.6	14	38		1.86	1.18			0.9	0.89	310~370	490
FZC-2.3/0.7-1.5	2.3	0.7	1.6	0.7	0.7	16	38		1.84	1.14			0.8	0.89	290~330	575
FZC-2/1-3	2.0	1.0	2	0.7	0.7	14	40		2.96	1.07			3.0	1.43	850~1000	690
▲FZC-2.3/0.8-3	2.3	0.9	2	0.8	0.8	14	40		2.54	1.04			3.0	1.38	770~910	870
▲FZC-2.3/1.2-3	2.3	1.2	2.8	0.8	0.8	14	40	15.7	1.80	1.05	19.6	3.0	1.8	1.04	630~760	960
FZC-2.8/1-3	2.8	1.0	2.8	0.9	0.9	18	41		1.69	1.09			1.7	1.02	580~690	1000
FZC-2.5/1.2-3	2.5	1.2	3.1	0.8	0.8	16	39		1.69	1.08			1.7	0.95	590~720	980
FZC-3.1/1-3	3.1	1.0	3.1	0.9	0.8	18	38		1.64	1.10			1.7	0.92	550~670	1060
FZC-2.3/1.2-4	2.3	1.2	2.8	0.8	0.9	14	41		2.08	1.58			0.9	1.55	630~730	1010
▲FZC-2.5/1.2-4	2.5	1.2	3.1	0.9	0.8	16	41	23.7	1.91	1.58	29.4	4.0	0.9	1.43	660~770	1030
FZC-3.1/1-4	3.1	1.0	3.1	0.9	0.9	18	38		2.34	1.33			1.0	1.38	760~870	1110
FZC-3.5/0.9-4	3.5	0.9	3.1	1.0	0.9	18	37		2.28	1.35			1.0	1.36	730~830	1130
FZC-3.1/1.4-7.5	3.1	1.4	4.5	1.1	1.1	14	40		2.08	1.28			2.0	1.65	1260~1500	1875
FZC-3.5/1.2-7.5	3.5	1.2	4.5	1.2	1.2	14	39		2.13	1.27			2.1	1.70	1220~1440	1810
FZC-4.5/1-7.5	4.5	1.0	4.5	1.4	1.2	18	39	16	2.08	1.18	49	7.5	2.0	1.59	1290~1510	2225
▲FZC-3.5/1.4-7.5	3.5	1.4	5.0	1.2	1.0	14	37		1.85	1.30			1.8	1.46	1160~1380	2000
FZC-4/1.2-7.5	4.0	1.2	5.0	1.2	1.2	18	39		1.63	1.40			1.6	1.49	870~1040	1935
FZC-5/1-7.5	5.0	1.0	5.0	1.4	1.2	18	37		1.64	1.24			1.6	1.43	840~1010	2355
▲FZC-2.5/1.4-5.5	2.5	1.4	3.5	0.9	0.9	14	41		2.02	1.42			2.0	1.63	990~1180	1360
FZC-3.5/1-5.5	3.5	1.0	3.5	1.1	1.1	18	40		2.06	1.31			2.0	1.63	980~1150	1525
FZC-2.8/1.4-5.8	2.8	1.4	4.0	1.0	1.0	14	41		1.8	1.42			1.8	1.46	900~1080	1460
▲FZC-3.1/1.2-5.5	3.1	1.2	4.0	1.1	1.1	14	40	16	1.84	1.36	39.2	5.5	1.8	1.54	910~1090	1515
FZC-3.1/1.4-5.8	3.1	1.4	4.5	1.1	1.0	14	39		1.73	1.3			1.7	1.32	920~1120	1600
▲FZC-3.5/1.2-5.8	3.5	1.2	4.5	1.1	1.0	14	36		1.81	1.28			1.8	1.36	870~1050	1670
FZC-4.5/1-5.8	4.5	1.0	4.5	1.1	1.0	18	34		1.83	1.27			1.8	1.59	830~980	2040
FZC-4/1.6-10	4.0	1.6	6.3	1.4	1.2	16	40	16	1.80	1.39	73.5	10	1.8	1.87	1570~1870	2355
▲FZC-5/1.4-10	5.0	1.4	7.0	1.4	1.4	18	38		1.72	1.34			1.7	1.53	1300~1550	2752

注：1. 工况系数 K_K 供设计部门选择机型时使用，公式 $P = K_K \cdot P \cdot F$ ，取 $P = 6.86 \text{ kN/m}^2$ ；

2. * 为最大几何尺寸；

3. ▲ 为主要机型；

4. 图1-1-16中尺寸 $b = \left(\frac{1}{4} \sim \frac{1}{5}\right) B$ 。

FZC型双台板振动放矿机型号及主要技术参数

表 1-1-55

技术特性	FZC-3.1/ 1×2-4×2	FZC-3.5/ 1×2-5.5×2	FZC-3.1/ 1.2×2-5.5×2	△FZC-3.5/ 1.2×2-5.5×2	FZC-3.5/ 1.4×2-7.5×2	FZC-4/ 1.2×2-7.5×2
台板长度 L (m)	3.1	3.5	3.1	3.5	3.5	4.0
台板宽度 B (m)	1.0×2	1.0×2	1.2×2	1.2×2	1.4×2	1.2×2
台板面积 F (m ²)	3.1×2	3.5×2	4.0×2	4.5×2	5.0×2	5.0×2
扇形高度 h_s (m)	0.9	1.1	1.1	1.1	1.2	1.2
埋设深度 L_A (m)	0.9	1.1	1.1	1.0	1.0	1.2
台板倾角 α (°)	18	18	14	14	14	18
设计扇角 θ (°)	38	40	40	38	37	39
额定振动频率 n (Hz)	23.7	16	16	16	16	16
机械指数 K	2.34	2.06	1.84	1.81	1.85	1.63
频率比 u	1.33	1.31	1.36	1.28	1.30	1.40
最大激振力 P (kN)	3.0×2	4.0×2	4.0×2	4.0×2	5.0×2	5.0×2
额定功率 N (kW)	4.0×2	5.5×2	5.5×2	5.5×2	7.5×2	7.5×2
振动幅值 A' (mm)	1.0	2.0	1.8	1.8	1.8	1.6
工况系数 K_K	1.38	1.63	1.54	1.36	1.46	1.49
技术生产能力 Q (t/h)	1502~1740	1960~2300	1820~2180	1740~2100	2320~2760	1740~2080
振动出矿机质量(kg)	2220	3050	3030	3310	3970	3870

注: 1. 工况系数 K_K 供设计部门选择机型时使用。公式 $P = K_K \cdot P_0$ 取 $p = 6.86 \text{ kN/m}^2$ 。

2. α 为最大几何尺寸。

3. Δ 为主要机型。

4. 标 $B \times 2$ 、 $P \times 2$ 、 $N \times 2$ 者为“双”联振动出矿机的技术特性。

5. 图1-1-17中尺寸 $b = \left(\frac{1}{4} \sim \frac{1}{5}\right) B_1$ 。

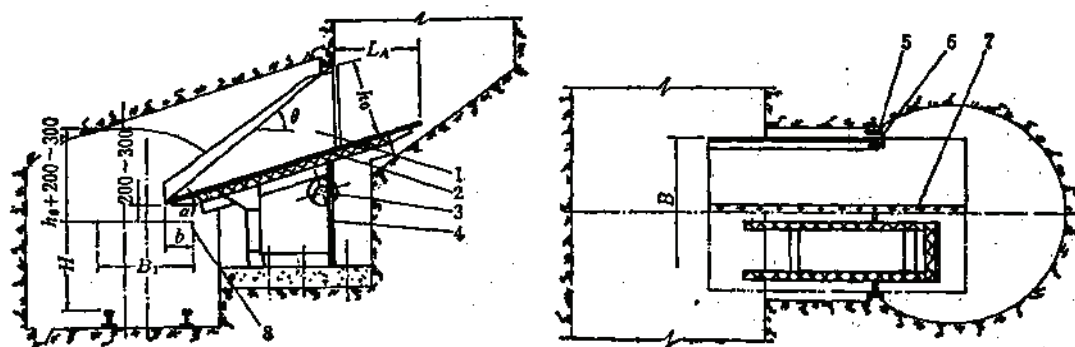


图 1-1-17 FZC型双台板振动放矿机配置关系简图

1—振动槽台;2—减振橡胶;3—振动电机;4—机架;5—进门立柱;6—密封角钢;7—连接橡胶;8—矿车

FZC系列振动放矿机选型、校验及其说明如下:

1) 初选机型

眉线高度 $h_0 = (1.6 \sim 2.2) d, \text{ mm}$

埋入深度 $L_A \approx h_0, \text{ mm}$

振动台面宽度

$$B = L_A - (400 \sim 800), \text{ mm}$$

式中 d ——矿石最大块度, mm;

L_A ——矿车车箱长度, mm。

确定工况系数, 当矿石流动性一般或不大好时, 取 $K_K > 1.3$; 流动性好, 可取 $K_K < 1.3$ 。

按上述四个数据, 在系列表中选择数据相同或相近的几个初选机型。

2) 校验

眉线角不应大于矿石动安息角 $\theta < \varphi_d$

$$\varphi_d \approx \varphi_1 - 2$$

式中 φ_1 ——矿石的自然安息角, ($^\circ$)。

放矿机可能的出矿能力不应小于每班出矿量 Q_0 (t/班)。

$$Q_0 = \frac{Q m_K n t_s}{3600} \quad (1-1-19)$$

$$Q_0 \geq Q_0$$

式中 Q ——放矿机技术生产能力, t/h;

m_K ——完成班出矿量所需列车循环次数, 次;

n ——列车的车辆数, 辆;

t_s ——装一辆车时间, s, 见表1-1-17、表1-1-18;

Q_0 ——每班出矿量, t。

振动台板长度必须满足装矿的配置要求。

3) 几点说明

FZC系列振动放矿机的几何参数和动力参数, 是以埋设参数 (L_A 、 h_0 及 θ) 为依据确定的, 因此要求在制造和安装过程中, 严格控制尺寸偏差, 不得大于5%。

FZC系列的设计, 是以矿石松散密度 $\gamma = 2.1 \text{ t/m}^3$ 为依据。当 γ 值高达 2.5 t/m^3 时, 本系列设备仍能保证工作状态系数 $K_K > 1.6$, 就是说, 振动放矿机仍能正常工作。

溜井深度大、矿石松散密度大时, K_K 取大值。

3. 带振动底板装置的组合式闸门

带振动底板装置的组合式闸门主要技术参数见表1-1-57。

4. 板式给矿机

板式给矿机型号及规格见本篇第三章3.1.14.1。

1.5.2 装矿站

对服务年限长、出矿量大的主溜井装矿站, 应设置操作检修平台和控制室, 其位置要便于操作、观察装矿情况和通风良好之处, 发生跑矿时人员又便于撤离。特别是大水多泥溜井的操作室两端必须设有与安全道相通的出口。在闸门的上方可以设置必要的起重梁和

冶金、有色设计研究院(所)设计的

使用地点	类型	台板长度 (m)	台板宽度 (m)	台板倾角 (°)	周线高度 (m)	周线角 (°)	埋入深度 (m)	振动器型式
武山铜矿采场溜井	半埋式	2.4	1.0	20 插入段45	0.8		1.0	ZW-500
苏州潭山硫铁矿采场溜井	半埋式	2.3	1.36 缩口0.8	15	0.58		0.98	ZW-500
东乡铜矿采场溜井	半埋式	2.2	1.0	15	0.65		0.80	ZW-500
彭山锡矿采场溜井	半埋式	2.4	0.9	12	0.70		0.70	ZW-180
固原场锡矿索道装卸站	半埋式	1.48	0.7	10	0.38		0.50	ZDS4-6
福建上京煤矿索道装卸站	半埋式	2.35	0.68	12	0.50		0.80	ZW-180
福建上京煤矿索道终点站	半埋式	3.0	1.08	12	0.80		1.0	ZW-500
山东焦家金矿		2.303	1.3	10	0.8		0.6	单质体
江西德兴铜矿		3	2	10	1.5		0.8	单质体
江西德兴铜矿		3	2	10	1.5		0.8	单质体
山东焦家金矿		2.954	1.3	10				单质体
山东焦家金矿		2.38	1.1	12	0.8		0.6	单质体
江西德兴铜矿		2.65	1.6	10				单质体
山西中条山铜矿		2.65	1.6	10				单质体
甘肃金川铜矿		2.2	1.3	12~14				双质体
甘肃金川铜矿		2.5	1.5	12~14				双质体
吉林盘石铜矿		2.2	0.9	10				双质体
白银折展山矿1655阶段	2.65×1.3/5.5	2.65	1.3	12~15	0.90	35°58' 38°34'	0.80	
高庄水泥厂粘土矿卸矿仓	2.63×0.9/3	2.63	0.9	15	0.70	39	0.80	
贵州铝厂林夕试验采场	JZ-I型	2.65	1.122	12	0.90		0.85	偏心块
云南云龙锡矿采场溜井	JZ-II型	2	0.6	15	0.70		0.6	偏心块
云南云龙锡矿坑口矿仓	JZ-III型	4.2	1.5	20	1.0		0.9	偏心块
贵州铝厂林夕采场溜井	JZ-IV型	2.65	1.2	12	0.8		0.7	振动电机
会理铜矿采场溜井	JZ-V型	3.2	1.18	14	0.95		0.75	振动电机
会理铜矿磨部溜井	JZ-VI型	3.03	1.28	14	1		1	振动电机
铜矿峪铜矿阶段溜井	ZZ-6型	2.65	1.6	10	0.72~1	36	0.6~1.2	单轴惯性振动器
铜矿峪铜矿小溜井	ZZ-9型	2.65	1.6	10	0.72~1		0.6~1.2	单轴惯性振动器
铜矿峪铜矿溜井	ZZ-12型	3.3	1.5	10	0.72~1		0.6~1.2	单轴惯性振动器
铜矿峪铜矿阶段溜井	ZZ-1型	2.65	1.5	10	0.72~1		0.6~1.2	振动电机

注:设计单位(1)南昌有色冶金设计研究院;(2)北京有色冶金设计研究总院;(3)兰州有色冶金设计研究院;

带振动底座装置的组合

使用地点	型式	台板长度 (m)	台板宽度 (m)	台板倾角 (°)	周线高度 (m)	埋入深度 (m)	振动器型式
宜春钨矿主溜井	全埋式	2.65	1.7	42	1.10	1.6	ZW-500
武山铜矿转载溜井	全埋式	3.10 3.40	1.8 1.6	45	0.80		ZW-500
九华山铜矿安基山选矿厂原矿仓	全埋式	2.92	1.2	50	0.90		ZW-500

部分振动放矿机主要技术参数表

表 1-1-56

振动频率 (Hz)	振幅 (mm)	额定功率 (kW)	激振力 (kN)	技术生产能力 (t/h)	适合最大块度 (mm)	设备质量 (kg)	装矿车辆规格	设计单位	设计或投产时间	图 号
15.8		5	49		350	1056	0.75m³翻斗车	(1)	1980投产	
15.8	2~4	5	49		300	1617	0.7m³固定式矿车	(1)	1983.1投产	
15.8		5	49		350	680	1.2m³固定式矿车	(1)	1980投产	
15.8		2	19.6		350	968	0.7m³固定式矿车	(1)	1985设计	
15.7	2	1.5	5.9~24.5		100	567	0.25m³货车	(1)	1983.1投产	
15.8		2	9.8		200	684	0.25m³货车	(1)	1985设计	
15.8		5	49		200	1116	日野121型汽车	(1)	1985设计	
16.1	1.4~2.1	7.5	29.4	200~480	500	1743		(2)	1982.12设计已投产	06017
16.3	2~3	30	59~98.1	800~1200		3632		(2)	1983.8设计已投产	06020
16.3	2~4	15	59~98.1	800~1200		3774		(2)	1983.12设计已投产	06021
16.1	1.4~2.1	7.5	19.6~29.4	200~480	400	1778		(2)	1983.3设计已投产	06023
23.7	0.59~1.18	4	14.7~29.4	220~455	500	1010		(2)	1984.6设计已投产	06031
18.3	2~4	22	83.3	500~600		2466		(2)	1980.11设计已投产	13734
18.3	2~4	17	68.6	500~600		2320		(2)	1975.5设计已投产	13484
16	4	3	49	600~1000	500	3953		(2)	1984.4设计	
15.8	4	4	64.7	1000~1500	300	4729		(2)	1984.3设计	
15.7	4	3	24.5	600	500	1487		(2)	1985.6设计已投产	
16	2.17	5.5	39.2	700~1200	500	1992	4m³侧卸	(3)	1985.2设计	LBKJ1.0
15.7	2	3	19.6	444	500	1139	汽车	(3)	1985.9设计	1161703
16	1.5	5.5	78.5	505	700	1067	0.7m³矿车	(4)	1981.11设计	TK698
15.8	1.5	3	6.9	300	350	694	0.55m³矿车	(4)	1982.7设计	TK699
16.2	1.5	17	56.9	1570	350	2910	汽车	(4)	1982.11设计	TK700
16	1.5	3	49	300	500	2207	1.2m³矿车	(4)	1984.10设计	TK701
16	2	3	49	1520	500	1863	2m³箕斗	(4)	1985.7设计	KBK8
16	2	4	64.7	1310	500	2030	1.6m³矿车	(4)	1985.10设计	KBK10
17.3	2~4	13	29.4~59	500~600		1600	2m³矿车	(5)	1980.8设计	
17.3	2~4	22	29.4~88	600~800		2100	2m³矿车	(5)	1980.8设计	
18.3	2~4	30	59~117.7	500~600		3000	1.6m³矿车	(5)	1980.8设计	
16	2~4	5.5~11	41.7~56.9	480~720		2048	2m³矿车	(5)	1980.8设计	

(4)昆明有色冶金设计研究院；(5)中条山有色金属公司矿冶研究所。

式闸门主要技术参数

表 1-1-57

振动频率 (Hz)	振幅 (mm)	额定功率 (kW)	激振力 (kN)	适合最大块度 (mm)	设备质量 (kg)	装矿车辆规格	设计单位	设计或投产时间
15.8	1.7	5	49	500	3058	4m³侧卸	南昌有色冶金设计研究院	1980.2投产
15.8		5	49	350	7245	2m³固定	南昌有色冶金设计研究院	1982年投产
15.8		5	49	350	1066		南昌有色冶金设计研究院	1982年投产

环链式手拉葫芦等设施, 作为日常维护和检修用。站内线路可考虑采用整体道床。

1.5.2.1 闸门装矿站

闸门装矿站配置有扇形(正扇形和反扇形)、链式和指状闸门装矿等几种型式。各种闸门的使用特点、适用范围及配置尺寸, 见冶金矿山《闸门图册》。在闸门通用设计中未编入指状闸门。指状闸门虽然存在结构较复杂、设备重量大、漏粉矿等缺点, 但单指爪能独立动作的闸门能适应放矿块度大, 放矿效率高, 有些大型矿山仍在使用的。

一般 4 m^3 以下矿车常用单台闸门装车, 对要求装车能力大, 4 m^3 以上大型矿车应采用两台闸门同时装车。两台闸门同时装车, 可以减少中间移位和装停时间, 装车时间少、效率高。例如铜矿峪铜矿690m主运输阶段, 用两台 $2000 \times 1400\text{ mm}$ 风动指状闸门同时装一辆 10 m^3 固定式矿车, 其配置见图1-1-18。

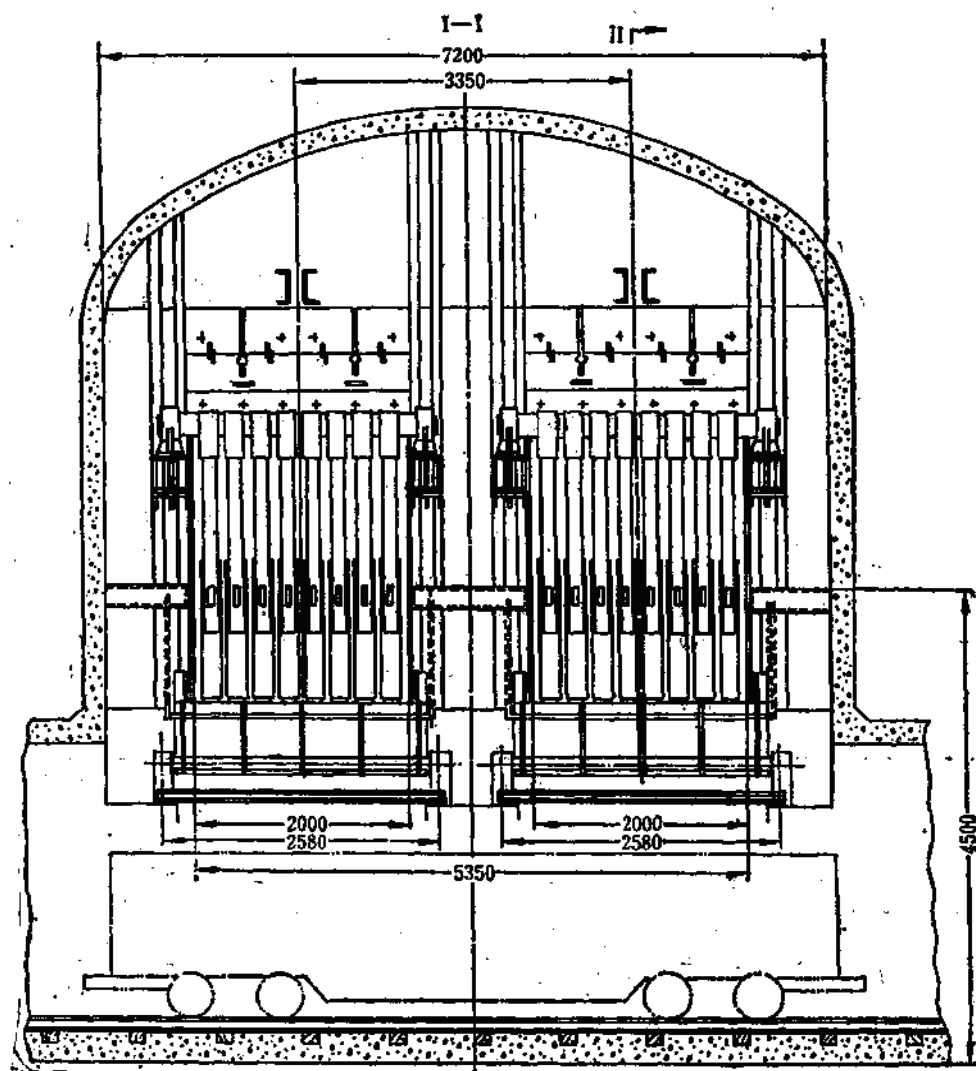


图 1-1-18

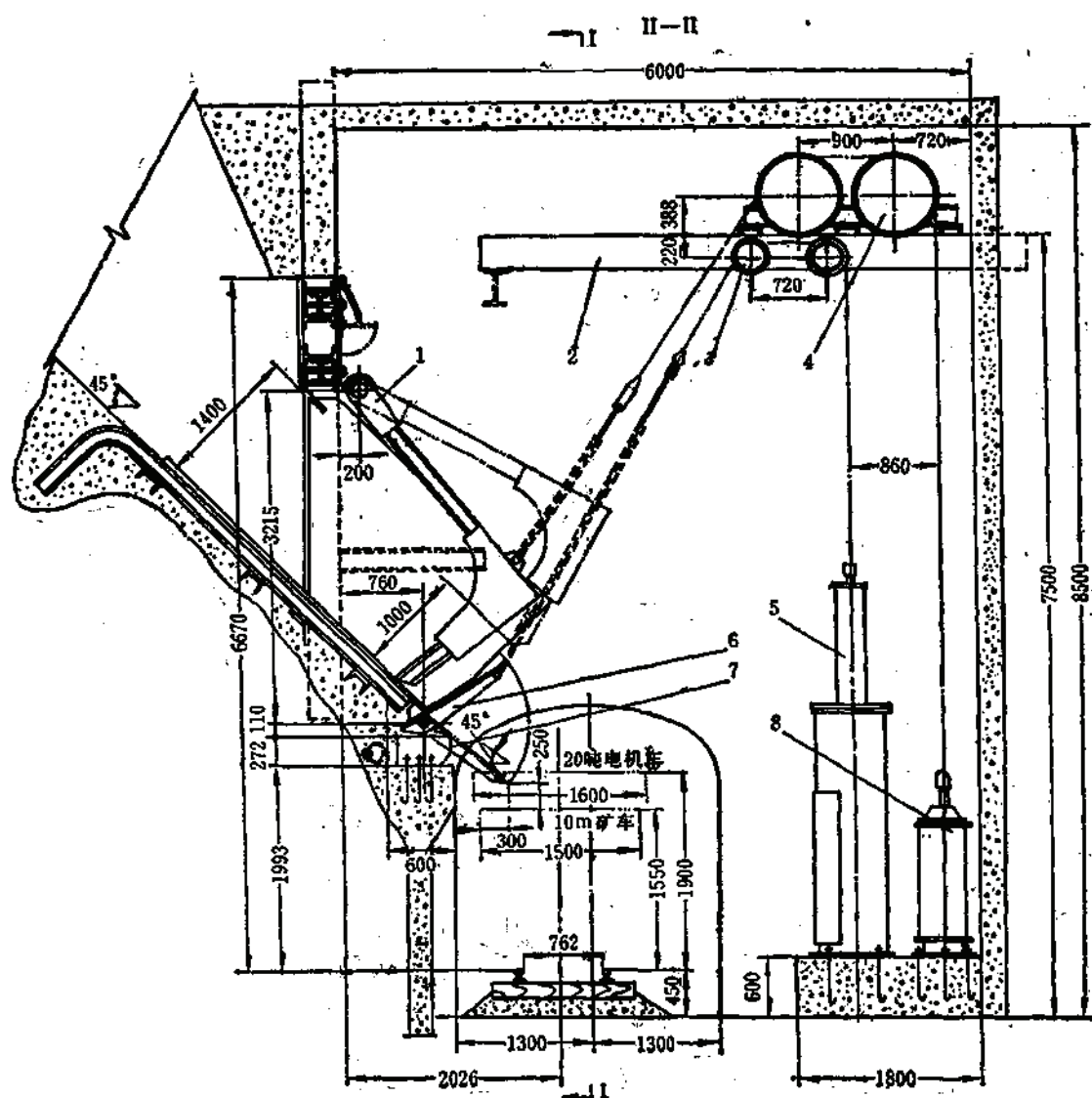


图 1-1-18 铜矿峪铜矿2000×1400指状风动闸门配置图

1—拨爪；2—滑轮支架；3—启闭溜槽用滑轮；4—启闭闸门用滑轮；5—活动溜槽用气缸；6—活动溜槽；
7—活动溜槽支座；8—闸门用气缸

德兴铜矿+125m水平主运输平硐用两台 $2200 \times 1800\text{mm}$ 风动链式闸门同时装一辆 9m^3 固定式矿车,其配置见图1-1-19。此闸门上部配有四个指爪式调节闸门,每个指爪用一个双动气缸独立操作。下部采用链锤式闸门。当溜井中矿流压力较大时,为防止跑矿,用四个气缸同时将指爪式调节闸门关住。正常放矿时,可根据矿流状态,用调节闸门调节上部放矿溜口的大小,满足装矿要求。这种闸门有不少可取之处,但结构复杂、质量大,全套闸门质量为 100t (每台 50t),经营费也相应增高。

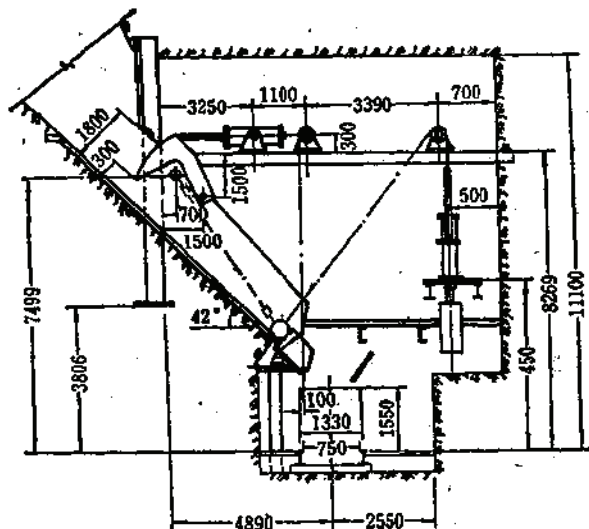


图 1-1-19 德兴铜矿 2200×1800 风动链式闸门

某矿在采场溜井采用 600×1000 风动移动式扇形闸门,其配置见图1-1-20。

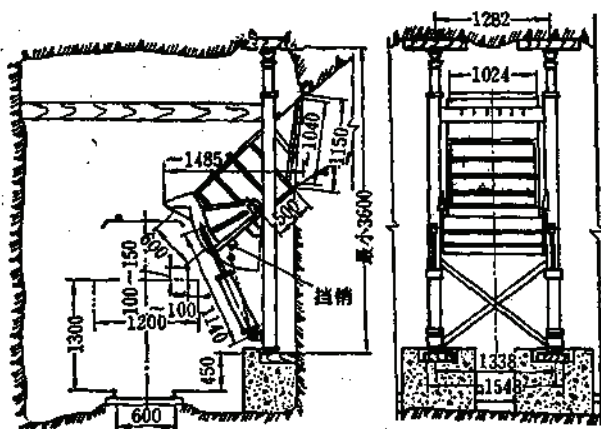


图 1-1-20 600×1000 风动移动式扇形闸门

牟定、大姚铜矿 1200×900 风动链式闸门配置见图1-1-21。

1.5.2.2 振动放矿机装矿站

振动放矿机型式有多种,按工作台板数分,常用单台板和双台板装矿两种型式。一般年放矿能力在 50万t 以下,或 2m^3 以下矿车多用单台板式;年放矿能力大时,或 4m^3 以上矿车,则采用双台板式;年放矿能力超过 100万t 时,多采用双轴或三轴惯性振动器。

1.5.2.3 带振动底板装置的组合式闸门装矿站

矿石中粉矿多且其粘结性较大时,为防止溜井中矿流堵塞,可根据不同需要在溜井底板埋设单排或双排多台板的振动底板装置,溜口配置指状闸门组成组合式闸门装矿站。其使用实例有:

(1) 武山铜矿转载溜井,在溜井底部设置了前后两排,每排两台全埋式四台板的振动底板装置,其主要技术参数见表1-1-57。

(2) 宜春钨矿主溜井深280m,原在溜井底部安装了2090×1000风动指状闸门,装4m³侧卸式矿车。由于矿石中含有大量粉矿,加上溜井涌水的作用,在试生产过程中,经常在闸门放矿溜口处出现堵塞现象(粉矿含水份少时,粘结性增大)和发生跑矿。在采取其他措施(堵截进入溜井的水源、改进溜井结构等)的同时,改进了原有闸门的结构,新设计了振动底板装置,其结构和配置见图1-1-23。改进后的组合式闸门结构和使用特点如下:

在溜槽的顶部加盖板(成排钢轨),使溜槽内的矿压不能将指爪顶起发生跑矿;

每一个指爪上加一个双动气缸。在正常放矿时,用气缸提起指爪,而关闭闸门时指爪靠自重下落。当矿压很大时,为防止跑矿,利用9个气缸压力加指爪重力关闭闸门,总压力为107kN。

在闸门底板上装有ZW-500型振动电动机,用振动底板消除溜井堵塞。设计参数的选取与一般的振动放矿机有所不同,振动底板为全埋式,插入溜井深度为2m,倾角为42°。当溜井出现堵矿时,开动振动电机,很快就可消除。

这种放矿装置结构简单、质量较轻(两台质量共32t)、放矿性能好、可防止堵矿和跑矿,适合在矿石含泥水、粉矿量大的矿山使用。

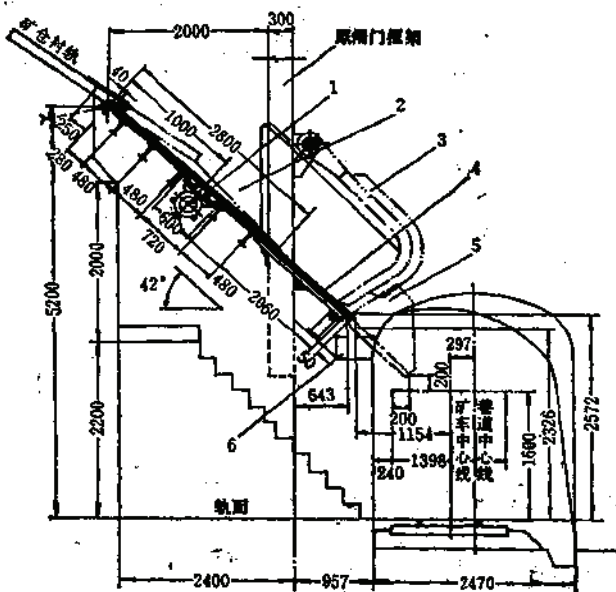


图 1-1-23 宜春钨矿2050×1000带振动底板装置的 wind 指状闸门配置图

1—振动电机; 2—振动底板; 3—风动指爪; 4—溜槽底板
5—活动溜嘴; 6—活动溜嘴支撑座。

(3) 金山店铁矿主溜井矿石中含粉矿量很大(粉矿占30%),当粉矿含水少时,两条主溜井经常发生严重堵塞,很难处理。当粉矿含水大时,又形成泥石流发生跑矿。原风动扇形闸门装6m³固定点气动侧卸式矿车,经常发生堵塞和跑矿。后改为单台板振动放矿机装矿,使用效果也不好,因为矿石呈泥巴状,粘结性强,放矿速度很慢。经常烧坏振动电机。另外,水大时,也发生跑矿。后来又研制成双轴双台板振动放矿机与气动指状闸门相配合的组合式放矿装置,使用效果较好。其结构和配置特点为:

此闸门底板采用双台板式振动底板,其中单台面宽为1200,底板倾角为18°~22°。采用双轴惯性振动器,用电机和三角皮带传动。每台电机功率为13kW。采用双台板,其破拱

能力强,放矿效率高。振动底板主要用于破拱和消除堵矿。

为防止跑矿,在双台面上共配置4套气动指爪闸板,每套用一个气缸传动。单台板上两套气动指爪闸板用两个气缸通过一个四通阀同步操作。正常放矿时用气缸提起指板;当关闭闸门时,用4个气缸同时将指板压下,可有效地防止漏矿和跑矿。

1.5.2.4 板式给矿机装矿站

按给矿机配置方向不同,分为横向和纵向装车两种型式。

兰尖铁矿主溜井年放矿量300t以上,矿石最大块度一米以上。矿山运输采用ZG150-1500型(粘着质量为150t)准轨直流工矿架线式电机车及KF₂-100型液压准轨自翻车(矿车容积44m³),每列车10个矿车。主运输平硐采用BZG3.4×8m板式给矿机装车。兰1*和尖1*主溜井采用横向布置装车,兰3*和尖2*主溜井采用纵向布置装车,其装矿站配实例见图1-1-24和图1-1-25。兰3*及尖2*两站没有设置矿流导向溜嘴,矿流从3.5m的高度冲入车箱,当大块矿石较多时,对车箱的损坏十分严重。

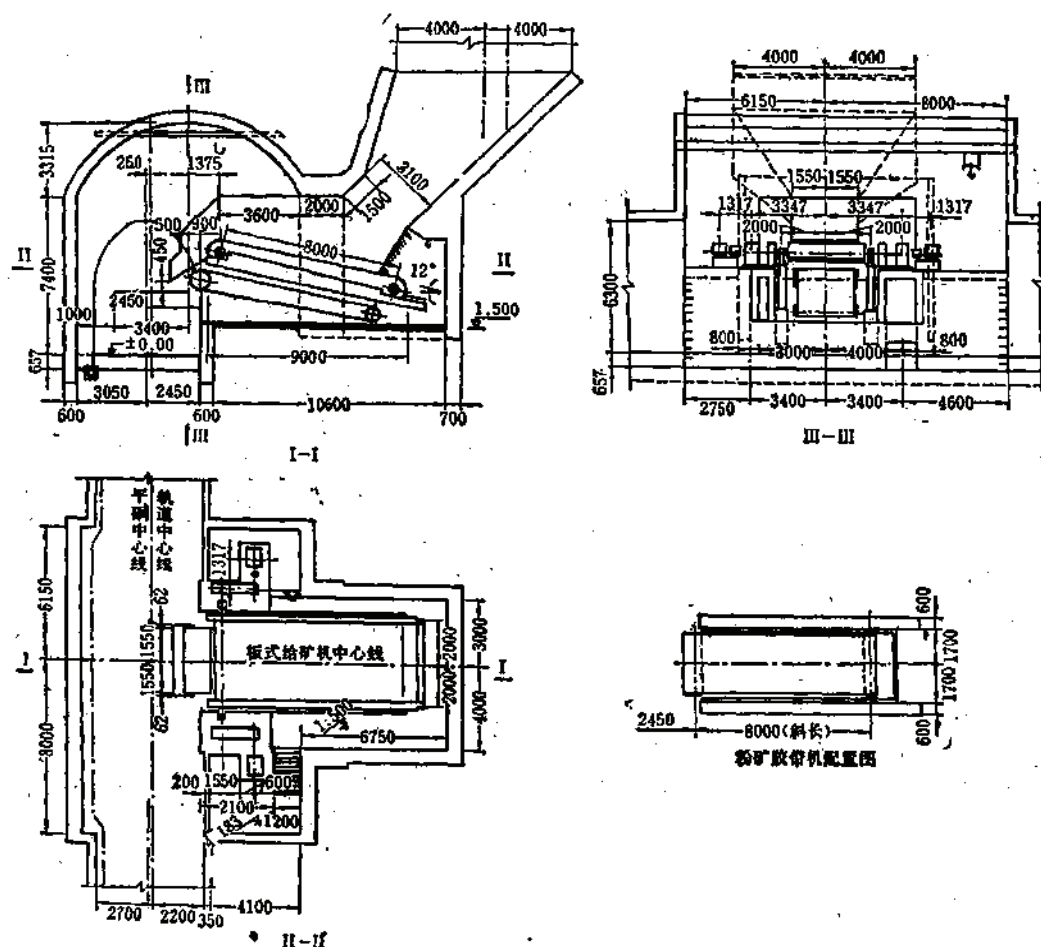


图 1-1-24 兰尖铁矿兰1*、尖1*BZG3.4×8m板式给矿机横向布置装矿站配置图

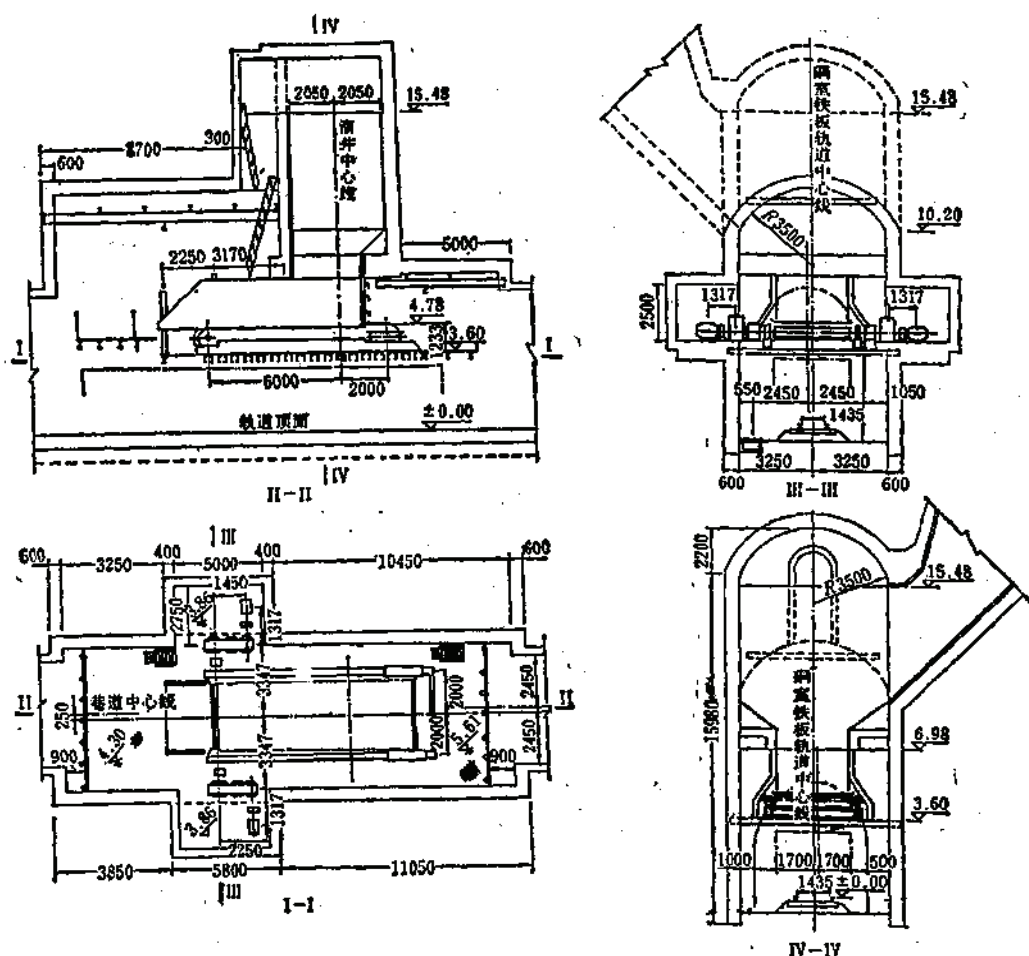


图 1-1-25 兰尖铁矿兰3°、尖2°BZG3.4×8m板式给矿机纵向布置装矿站配置图

1.5.3 卸车设备

目前矿山采用的卸车方式较多，有翻车架，翻车机（包括无动力翻车机），曲轨卸车及人工卸车等。

1.5.3.1 翻车架

翻车架分为前倾式和强迫式两种。

(1) 前倾式翻车架一般适用于固定车箱式小型矿车卸载用。中小型矿山应用比较广泛。它具有结构简单、制造容易、安装方便、投资省、一般不需动力等优点。缺点是卸载时矿车必须摘钩, 每次只能翻卸一辆矿车, 生产能力较小。另外卸载过程中冲击载荷较大, 对矿车有一定损坏。

前倾式翻车架有通过式和后退式两种。前者适于环形调车, 矿车卸载后可以 直接通过, 与后退式相比大大提高了运输能力, 整个卸载工作可以实现自动化。前倾式翻车架见表1-1-58。

前倾式翻车架

表 1-1-58

图

图	矿 车		翻车机技术数据				外 形 尺 寸 (mm)											资料来源	备注
	型 号	轴距 (mm)	回转 角 (°)	偏心距 (mm)	自重 (kg)	a	b	c	d	e	f	g	h	i	l_1	l_2	地脚孔 $n\phi$		
通过式	YGC0.5(6)	400	150	55		1000	1450	700	750	100	1130	450	1270	2753	920	920	4×22	沈阳有色冶金设计院	控制车箱和轮控制车箱
	YGC0.7(6)	500	150	55		1000	1450	700	750	100	1180	450	1320	3056	1070	1070	4×22		
后退式	YGC0.5(6)	400	150	55		1000	1450	530	750	100	1130	315	1135	1540	950		4×22	沈阳有色冶金设计院	控制车箱和轮控制车箱
	YGC0.7(6)	500	150	55		1000	1450	530	750	100	1180	315	1185	1590	1000		4×22		

注: 本表摘自《小型冶金矿山设计参考资料》。

强迫式翻车架

表 1-1-59

矿车型号	最大外形尺寸(mm)			轨 距 (mm)	距轨距中心距离 (mm)	资料来源
	长	宽	自轨顶高			
1m³翻斗车	2800	2700	约1600	600	600	邯郸矿山村铁矿

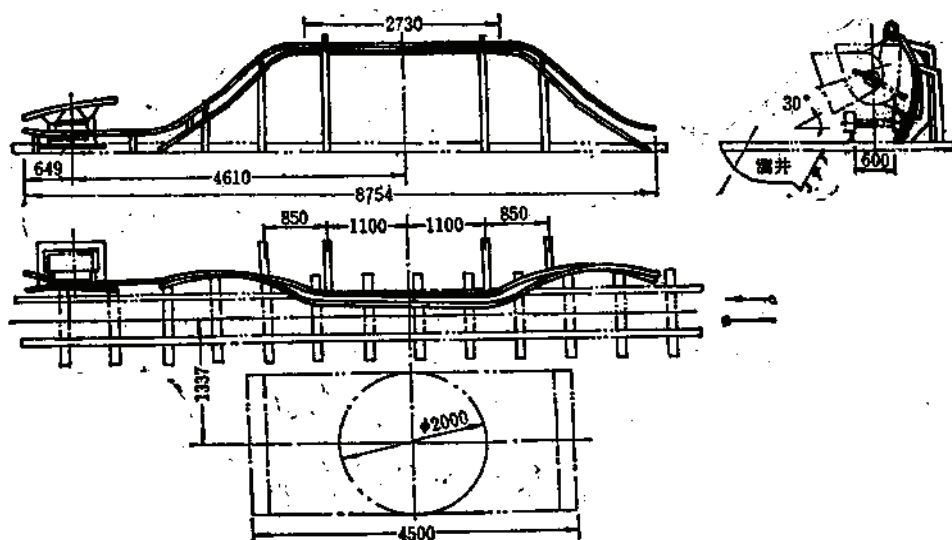


图 1-1-26 新冶铜矿强迫式翻车架配置图 (0.75m³翻斗车)

(2) 强迫式翻车架是供翻斗式矿车卸载之用。按其卸载地点的不同可分为固定式和移动式两种。移动式翻车架适用于卸矿点经常移动, 或多点卸矿的斜坡式矿仓。强迫式翻车架列车可在慢速行进中连续卸矿, 卸车效率高, 强迫式翻车架见表1-1-59, 图1-1-26。

1.5.3.2 翻车机

翻车机(翻笼)与翻车架相比, 结构复杂、质量大、成本高; 但它卸载比较平稳, 可适用于固定车箱式各种容量的矿车, 能在列车不摘钩条件下进行卸载, 生产能力较大。翻车机技术性能见表1-1-60, 对于小容量的固定车箱式矿车也可采用无动力翻车机卸矿。见图1-1-27。

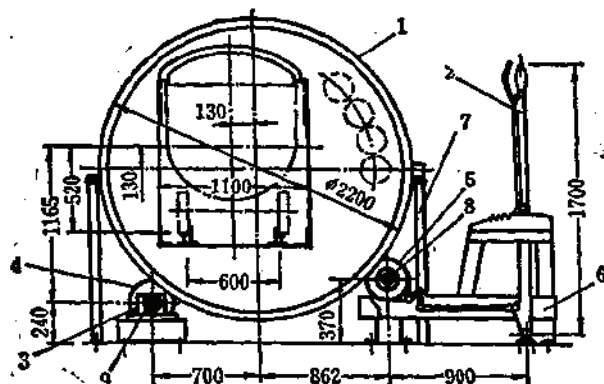


图 1-1-27 0.6m³ 矿车无动力偏心翻笼总图

1—笼体; 2—制动闸; 3—轴承; 4—托轮; 5—制动轮;
6—底架; 7—限位架; 8—长轴; 9—短轴

1.5.3.3 曲轨卸载

0.7m³~4m³ 侧卸式矿车, 采用曲轨卸载。当固定点卸载时, 采用固定式曲轨, 当动点卸载时, 采用移动式曲轨卸载。

如选用KGS-T型隧道工程矿车(6m³侧卸式矿车), 可用固定式曲轨卸矿; 如在动点卸载时, 可选用与其配用的自行式翻车机卸载。

侧卸式矿车曲轨配置关系见冶金矿山窄轨《矿车图册》。

底卸式和底侧卸式矿车, 均采用与设备配套的固定曲轨卸载。

底卸式矿车卸载曲轨见图1-1-28及图1-1-29。

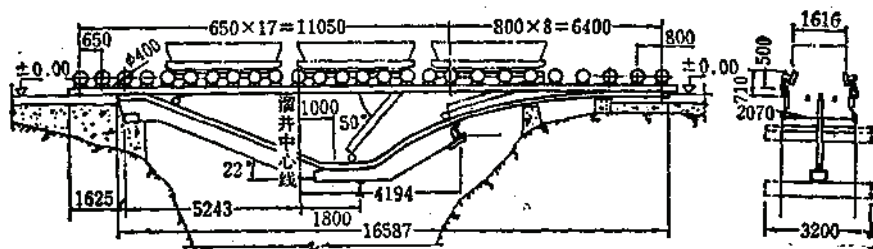


图 1-1-28 YDC4(7)底卸式矿车卸载曲轨图

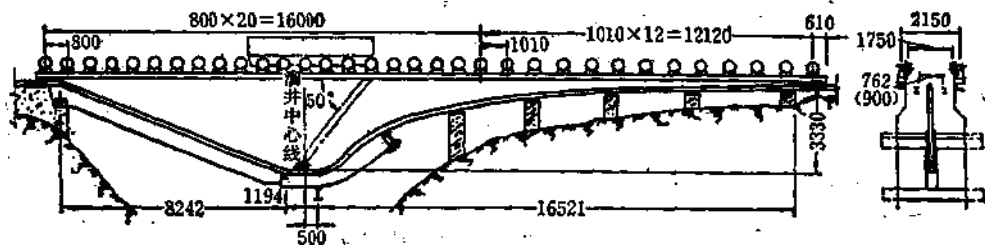


图 1-1-29 YDC6(7)底卸式矿车卸载曲轨图

表 1-1-60

翻车机通用设计规格及性能表

序 号	翻车机名称	计算生 产能力 (t/h)	通用矿车及数量				翻车机外形尺寸			旋转体		传动轮及 支持轮直径 (mm)
			型 号	车 数	长 (mm)	宽 (mm)	高 (mm)	轴距 (mm)	长 (mm)	宽 (mm)	高 (mm)	
1	YFD0.7	210	YGC-0.7(6)	1	1500	850	1050	600	4627	2780	3060	φ500
2	YFS0.7	420	YGC-0.7(6)	2	1500	850	1050	600	6564	2785	3060	φ500
3	YFS1.2	720	YGC-1.2(6) YGC-1.2(7)	2	1900	1050	1200	600 762	7506	3231	3485	φ500
4	YFS2	1340	YGC-2(6) YGC-2(7)	2	3000	1200	1200	600 762	11292	3107	3625	φ500
5	YFS4	2400	YGC-4(7) YGC-4(9)	2	3700	1330	1550	762 900	12320	4590	4635	φ700
6	YFD10	3000	YGC-10(9)	1	7200	1500	1550	762 900	11980	4945	4670	φ700
7	10m³单矿车翻车机(档17142)	3000	YGC-10(9)	1	7200	1500	1550	762 900	11998	4700	4668	φ700

序 号	翻车机名称	电 动 机			减 速 器		总传动比	液压推杆制动器		总 质 量 (kg)	备 注
		型 号	功 率 (kW)	转 速 (r/min)	工 作 制	型 号		名义 速比	型 号		
1	YFD0.7	JZ2-21-6	4.2	890	FS=40%	ZL42.5-15-I	35.5	YWZ-200/25	196	7950	摘 钩
2	YFS0.7	JZ2-21-6	4.2×2	890	FS=40%	ZL42.5-15-I ZL42.5-15-II	35.5	YWZ-200/25	196	10750	不摘钩
		JZ2-22-6	6.3×2	900	FS=40%	ZL42.5-14-I ZL42.5-14-II	31.5	YWZ-200/25	196	14970	不摘钩
4	YFS2	JZ2-41-8	8.8×2	750	FS=40%	ZL-50-12-I ZL-50-12-II	25	YWZ-300/45	618	16200	不摘钩
5	YFS4	JZ2-51-8	17.5×2	720	FS=40%	ZL-65-14-I ZL-65-14-II	31.5	YWZ-400/90	1373	36000	不摘钩
		JZ2-51-8	17.5×2	720	FS=40%	ZL-65-14-II	31.5	YWZ-400/90	1370	35510	不摘钩
7	10m³单矿车翻车机(档17142)	JZ2-51-8	22×2	715	FS为25%时	ZL-65-4-I ZL-65-4-II	32.11	YWZ-400/90	1569	35813~ 35785	不摘钩

注: 1. 档17142图系兰州有色冶金设计研究院根据YFD10图修改设计。

2. 表内矿车型号为冶金部矿车通用设计。

1.5.4 卸矿站

1.5.4.1 卸矿站配置原则

(1) 卸矿时主矿流要避免直接冲击溜井壁, 卸矿点和溜井中心的相对距离要配置合理, 或采取一定的措施使之达到溜井中心落矿。

(2) 卸矿站应设置安全栏杆及人行道, 以防人员误跌入溜井。

(3) 翻车机卸矿站(不需摘钩卸矿)的出车端的线路要有10%的下坡, 以使卸矿时矿车之间的挂钩拉直, 避免扭曲。翻车机驱动装置处于轨道之下, 应使驱动室的净空高度不小于1.8m, 便于维护修理。

(4) 侧卸式矿车卸矿硐室应设置带有不小于35°斜坡的倾斜段和水平段的格筛, 以便于用碎石机破碎大块及防止矿车掉入溜井(碎石机规格见第八章)车箱侧门板下缘距筛面高差应大于1.5倍的矿石最大块径。卸矿侧溜槽的长度应比卸载曲轨长度大1.5~2个车箱长度。

(5) 底卸式矿车卸矿站需沿整条卸载曲轨布置溜矿槽, 其坡度应能使矿石自溜入井。

卸矿槽出口端部, 轨道接口应作成喇叭口形, 引轨端也要作成更长些的反喇叭口形, 以保证把车轮引入轨道。如图1-1-30所示。



图 1-1-30 出口端部轨道处理简图

1—进车端轨道；2—卸载曲轨；3—曲轨支承梁；4—托辊下部钢梁；
5—引轨；6—出车端轨道

轨道顶面与曲轨最高处顶面之差, 应和矿车车轮踏面与卸载轮踏面之差一致。以免使矿车在卸载时出现冲击和振动, 或不平稳现象。

底卸式矿车在卸载时前冲力很大, 既要避免因前冲力过大使曲轨和车辆损坏严重, 和车箱内物料来不及卸空, 又要避免因前冲力过小, 致使矿车冲不出曲轨的事故, 站内应设置限速器, 以控制列车过曲轨的速度。

(6) 对于设有两个或两种以上卸矿装置的卸矿站, 两线路中心距应符合线路运输和设备配置的要求。

1.5.4.2 卸矿站配置实例

1. 翻车机卸矿站

铜矿峪铜矿选矿厂原矿仓卸矿站配置2台10m³矿车单车翻车机, 其平面配置简图见图1-1-31。

篦子钩铜矿坑外卸矿站配置2台2m³矿车双车翻车机, 其平面配置简图见图1-1-32。

落雪矿地下10m³矿车单车翻车机平面配置简图见图1-1-33。

厂坝铅锌矿地面原矿仓卸矿站10m³矿车单车翻车机配置见图1-1-34。

2. 侧卸式矿车卸矿站

大厂锡矿505m阶段2m³侧卸式矿车富矿卸矿站配置见图1-1-35。

3. 底卸式矿车卸矿站

大厂银矿505m阶段6m³底卸式矿车卸矿站配置, 见图1-1-36。

4. 底侧卸式矿车卸矿站

2及4m³底侧卸式矿车卸矿站配置见图1-1-37及表1-1-61。

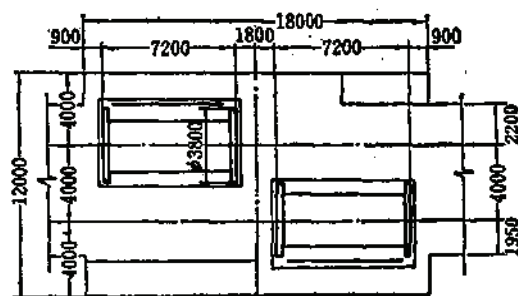


图 1-1-31 铜矿峪铜矿 10m³ 矿车单车翻车机配置简图

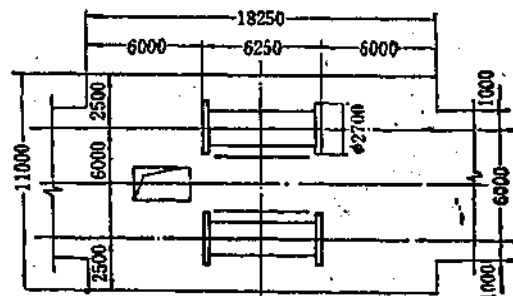


图 1-1-32 狮子沟铜矿 2m³ 矿车双车翻车机配置简图

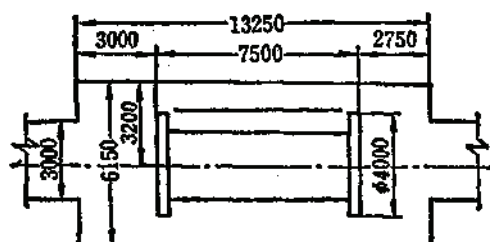


图 1-1-33 落雪矿地下 10m³ 矿车单车翻车机配置简图

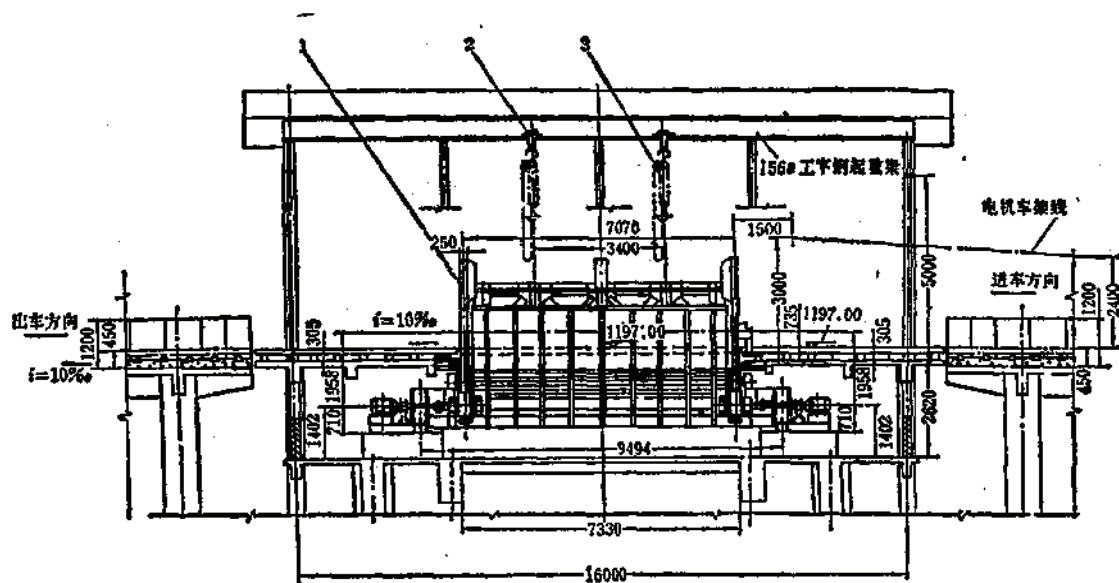


图 1-1-34 厂坝铅锌矿地面原矿仓 10m³ 矿车单车翻车机配置图

1—10m³ 矿车翻车机；2—SC10 型 10t 手动单轨小车；3—HS10 型 10t 环链手拉葫芦

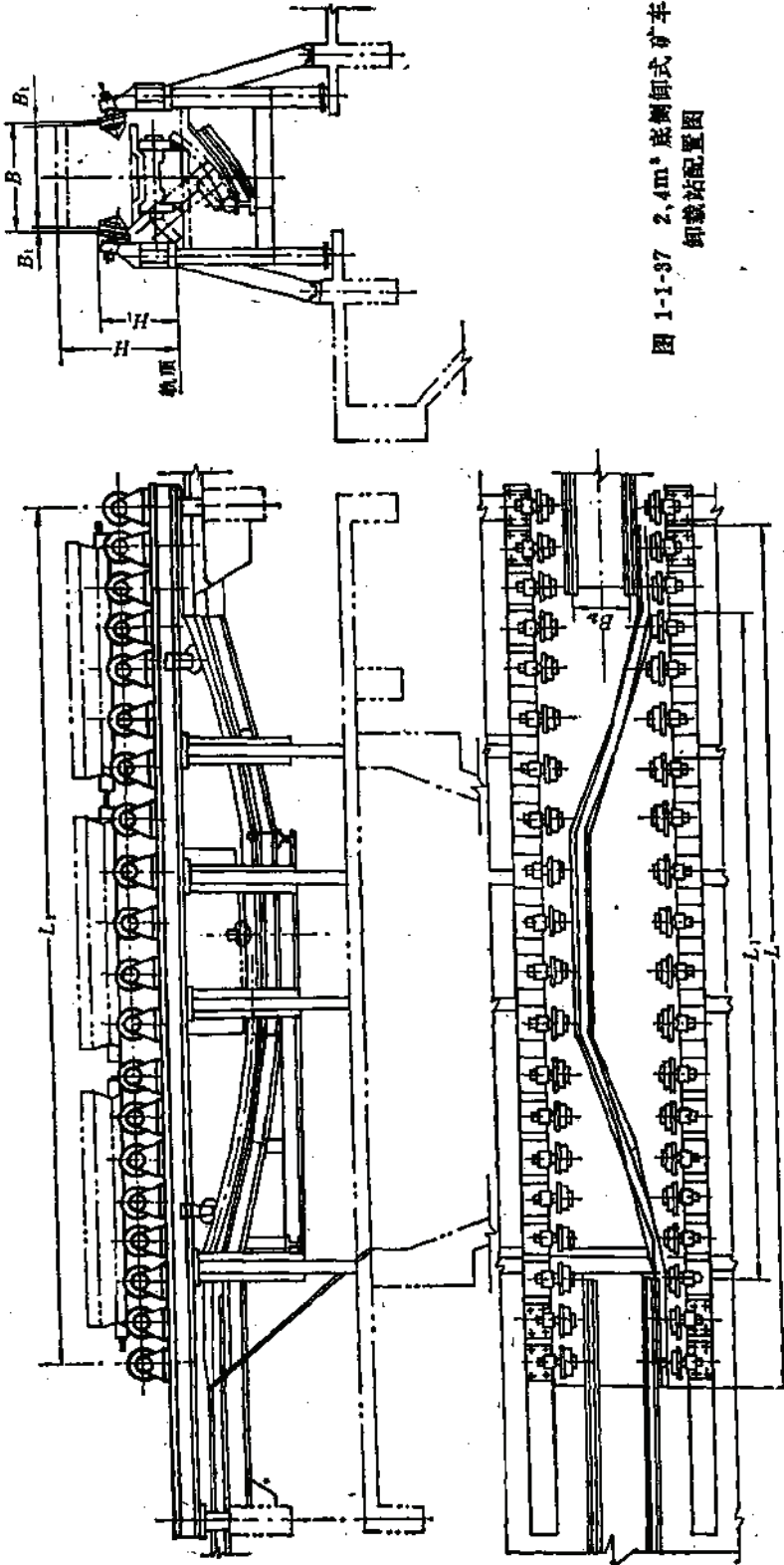


图 1-1-37 2.4m³ 底侧卸式矿车卸车站配置图

表 1-1-61

2.4m³ 底侧卸式矿车卸车站配置参数

项 目	主要配置尺寸 (mm)							卸车角度 (°)	卸车设备重量 (kg)
	L	L ₁	L ₂	B	B ₁	B ₂	H ₁		
2m ³ 底侧卸式矿车卸车站	10500	7500	9970	1230	15	500	1310	50	7930
4m ³ 底侧卸式矿车卸车站	~13540	10900	13050	1470	10	762	1700	50	15922

瑞典通用电气公司生产的OK型3~10m³底侧卸式矿车及卸载站配置见图1-1-38及表1-1-62。

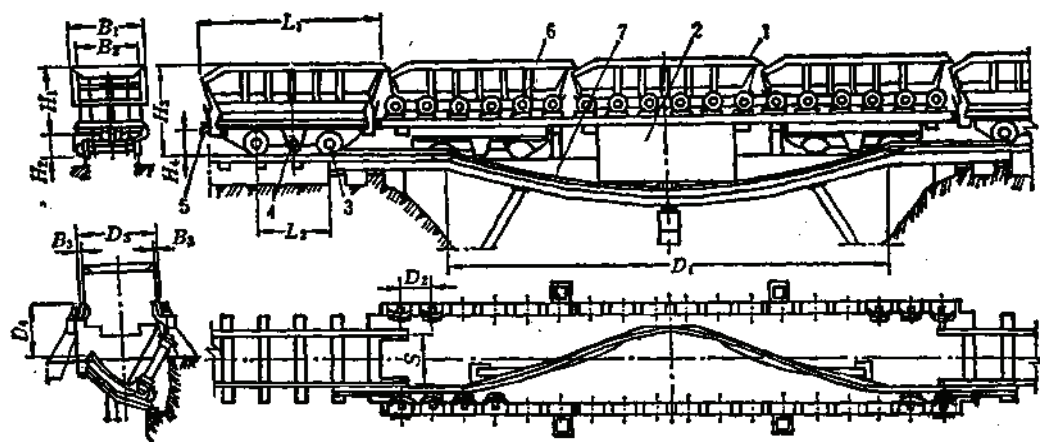


图 1-1-38 瑞典3~10m³底侧卸式矿车及卸载站

1—车箱，2—车底，3—轮轴，4—卸载轮，5—自动挂钩，6—托轮，7—卸载曲线

瑞典3~10m³底侧卸式矿车及卸载站配置参数

表 1-1-62

OK型	L_1	L_2	B_1	B_2	B_3	H_1	H_2
10m ³	5280	2200	2055	1775	10	1200	650
9m ³	3975	1450	2010	1730	10	1500	550
5m ³	3320	1200	1870	1590	10	1150	650
4.6m ³	3320	1450	1580	1280	10	1280	550
4.2m ³	3530	1450	1425	1145	10	1230	550
3m ³	3320	1200	1380	1160	10	940	450

OK型	H_3	H_4	D_1	D_2	D_3	D_4	S	质量 (t)
10m ³	1850	590	16000	600~800	2075	1130	750~900	7.4
9m ³	2050	490	13350	600~800	2030	1030	750~900	5.4
5m ³	1700	490	7900	600	1890	1030	750~900	4.1
4.6m ³	1830	490	7900	600	1580	1030	508~900	3.9
4.2m ³	1780	490	8400	600	1445	1030	600~900	3.7
3m ³	1390	390	8700	600	1400	1030	600~750	3

5. 混合式卸矿站

两种以上不同车型的卸矿装置，集中布置在同一个卸载硐室内，硐室尺寸较大，卸矿站要布置在稳固围岩中。

(1) 焦家金矿坑内卸矿站配置 2m^3 底侧式矿车曲轨卸载装置及供 0.55m^3 翻斗式矿车或 4m^3 梭式矿车卸矿用的卸矿坑，见图1-1-39。

为限制大于 600mm 的矿石进入溜井，在溜井口上设置格筛。格筛上大块矿石用气动碎石机破碎。

卸矿站采用双线进车，双线间距为 2.89m ，硐室工作部分宽度为 6.83m ，硐室两边各留有 1m 的人行通道。

(2) 三山岛金矿-250m阶段卸矿站混合配置了 4m^3 底侧式矿车曲轨卸载装置及 1.6m^3 气动侧卸式矿车卸载装置，见图1-1-40。

两套卸载装置卸矿方向相对，在卸矿硐室上(曲轨范围内)，沿硐室横向安装三根 $I45^\circ$ 起重梁，以备吊装和检修之用。卸矿站为双线进车，双线间距为 3.3m ，硐室两边各留有 800mm 的人行通道。

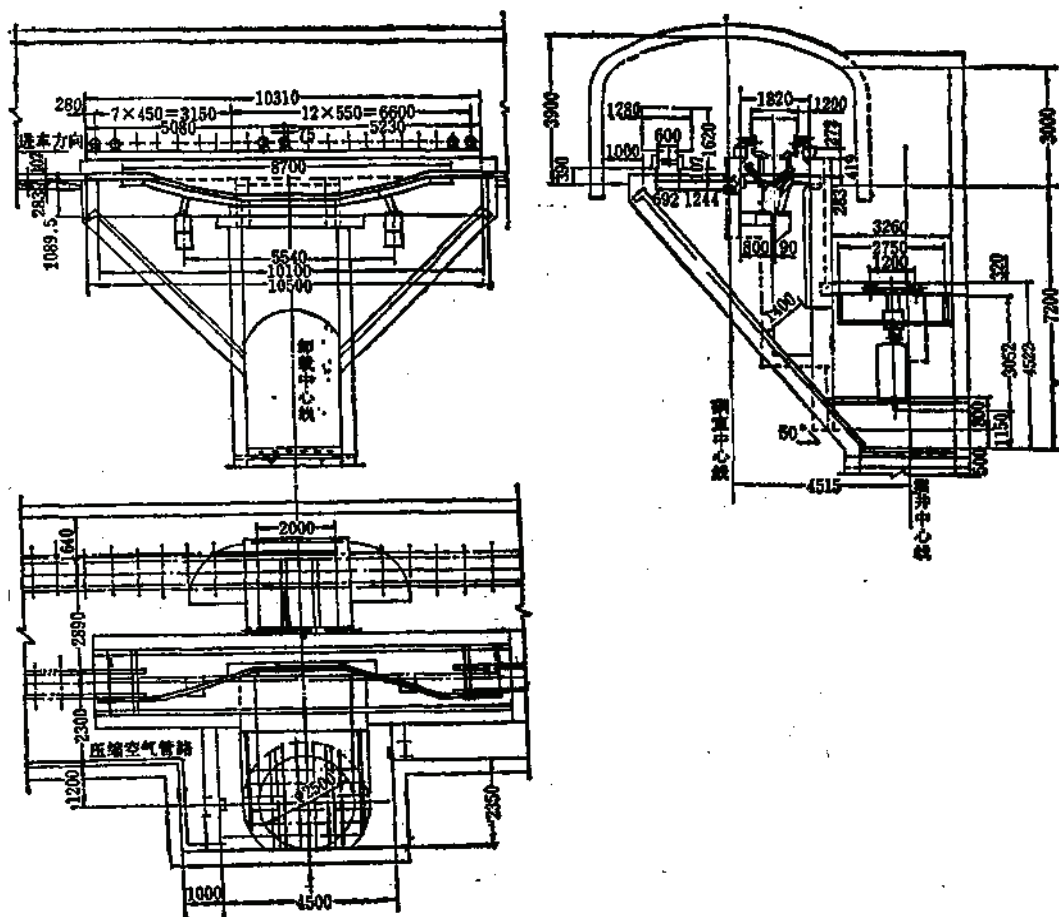


图 1-1-39 焦家金矿 2m^3 底侧卸式矿车及 0.55m^3 翻斗式矿车(4m^3 梭式矿车)卸矿站配置图

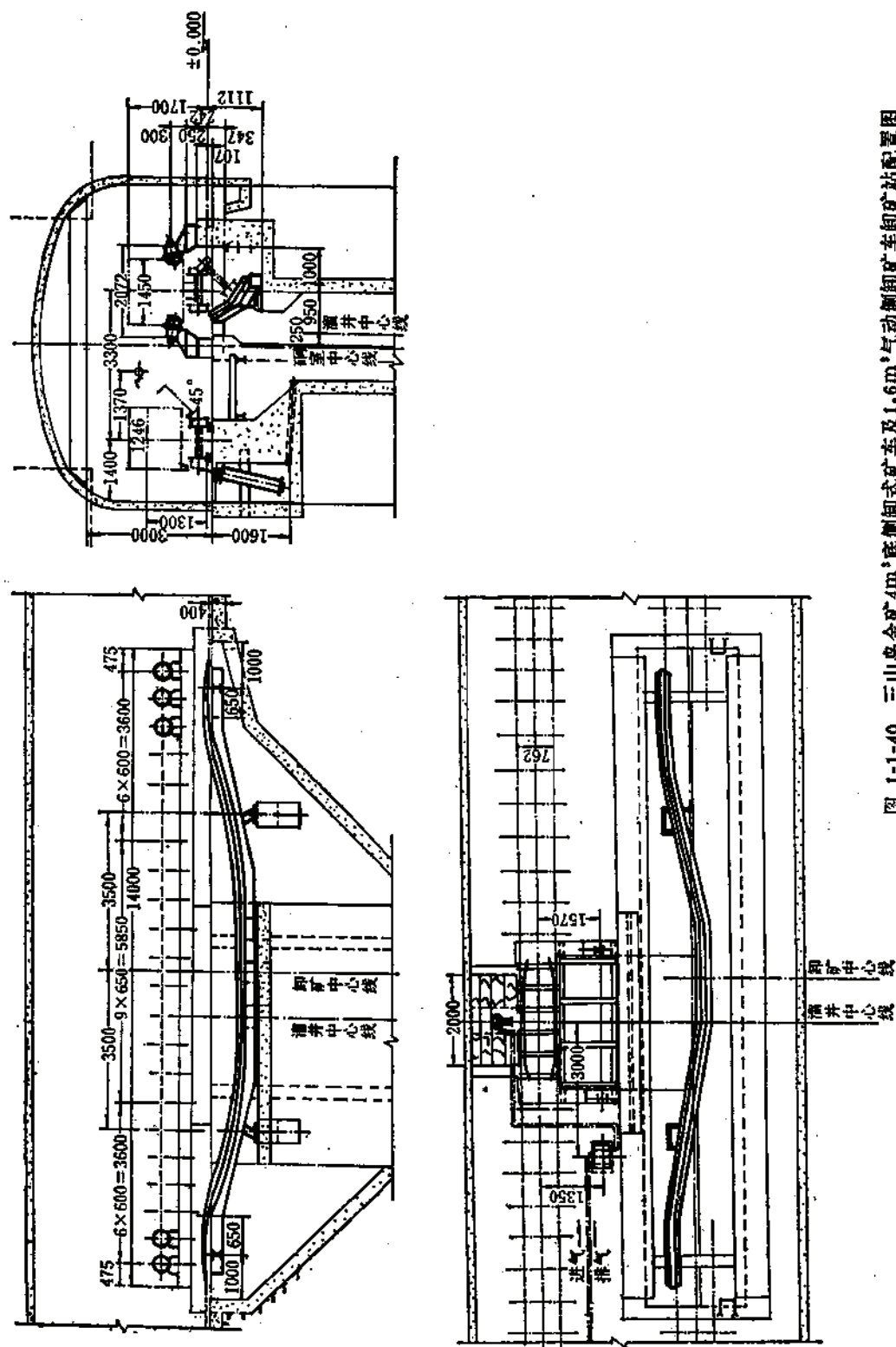


图 1-1-40 三山岛金矿 4m 底侧卸式矿车及 1.6m 气动侧卸矿车卸矿站配置图

1.5.4.3 卸矿站卸矿能力校验

1. 列车间断式卸矿

适用于翻车机（用电机车顶推列车卸载的尽头式车场）。

班最大计算卸矿能力 $Q_s(t)$ ；

$$Q_s = \frac{3600 T b n}{n(t_s + t_e) + t_{da} + 2t_{id}} n G_{ss} \quad (1-1-20)$$

式中 t_s ——翻卸一辆车时间，s；

t_e ——翻卸一辆车的移动对位时间，s；

t_{id} ——机车调头后，顶推至翻车机所需时间，s；

n ——列车中矿车数，辆。

对双车翻车机应以 $0.7n$ 代替 n 代入上式计算。

2. 机车连续式卸矿

适用于侧卸式。底卸式、底侧卸式矿车卸矿曲轨及翻斗式矿车卸车架。

班最大计算卸矿能力 $Q(t)$ ；

$$Q = \frac{3600 T b n}{L_1} n G_{ss} \quad (1-1-21)$$

式中 L_1 ——列车长度，m；

v_{1s} ——列车卸矿时的车速，m/s。

1.6 装、卸车场

运输列车有计划有组织地完成装车或卸车过程的运行和调车，包括运输机车，专用设备和自溜滑行调车的全部作业程序中的线路系统，称为装车、卸车场。

根据运输计算和矿车结构对装卸载时的不同要求，装卸车场可分别设计成尽头式，折返式、半环形或环形等形式。

当同一水平的运输系统，有几个同时工作的邻近装矿点或卸车点时，可以布置成联合装车场或卸车场。此时应尽量使调车线等辅助线路公用。既要节省工程量，又要保证它们之间互不干扰，协调工作。

1.6.1 装车场

1.6.1.1 装车场线路设计一般要求

(1) 空 重列车进入或驶出车场，机车应力求在车组前牵引运行，尽量避免在弯道上推顶车组；

(2) 列车，机车和车组在车场内调换作业时间最短；

(3) 车场内应具备足够的空、重车存车线，以保证装车作业的顺利进行；

(4) 单道、双道、道岔和渡线等应布置合理，应使机车、列车、车组的调换作业简单方便，同时应满足底卸式，底侧卸式和侧卸式矿车在卸车场进入卸载曲轨时所要求的方向不变，并且使侧卸式矿车在旁侧装矿时矿流不要冲击矿车侧门板；

(5) 车场内的全部调车作业，应采用机械化和自动化。

1.6.1.2 装车场的调车方式

(1) 运输机车完成全部装车调车作业, 这是最常用的调车方式。它操作简单方便, 环节少, 但是机车在装车场耽搁时间长, 限制了装车场的通过能力和运输机车的运输能力。

(2) 利用专用调车设备完成调车装矿作业。调车设备通常使用的有: 调车机车, 推车机和调车绞车等, 它们代替运输机车完成调运空车组装矿, 移位等大量作业时间, 而运输机车只须将空车组送到空车存车线上存放, 然后去重车组存车线将重车组牵引出装车场。用这种调车方式机车在装车场内耽搁的时间短, 提高了装车场的通过能力, 能充分发挥机车运输能力, 这对出矿能力大, 溜井贮矿量小或区间线路通过能力偏紧的情况是很有益处的。但它必须增加一列待装矿的空车组及其所占用的存车线路和专用调车设备。使车场工程量增加, 设备增多, 环节增多, 操作复杂。

(3) 用自溜滑行完成调车装矿作业, 运输机车只须将空车组送到具有自溜起动坡度的存车线上去, 然后去重车存车线上牵引重车组驶出车场; 空车线上的空车组靠坡度自溜滑行到装矿口前阻车器处装矿, 一节车箱装满后, 阻车器释放重车箱, 继又阻止相邻空车箱装矿, 如此反复装完全部空车箱。机车在装车场耽搁时间短, 能够发挥机车运输能力, 对区间线路通过能力偏紧的情况很有好处。但必须增加一列待装空车组及其所占用的存车线路, 自溜滑行不易控制, 装矿能力不好掌握, 机车必须牵引重列车爬坡弥补自溜损失的高差。因此, 只宜在小型或临时性工程中使用。

1.6.1.3 装车场线路坡度

装车场内路段的坡度, 在用机车和绞车调车时, 一般与所在巷道内线路坡度一致, 并能保证排水坡度要求即可, 在用自溜滑行调车时, 待装空车存车段大部为空车起动坡度, 部分为缓冲坡度, 装车点至阻车器段应为平坡($i_0 = 0$), 重车存车线长度之半为重车组起动坡度及部分反向缓冲坡度。

自溜滑行调车各坡度段的设计, 应保证空车组经自溜滑行装矿后变成重车组过程中的任何时候, 都具有足够的起动能量, 同时又不能对阻车器有太大的冲击力和挤压力, 以使阻车器工作正常。

1.6.2 卸车场

卸车场是重车组卸车的运行场所, 通常同井底车场联合布置在一起。它与矿车类型的特殊要求, 调车方式及同它相接轨的线路有关外, 还同装车场的线路布置形式, 卸车方式和井底车场线路的平面系统有密切关系, 因此卸车场线路设计的一般要求, 除了与装车场部分基本要求相同外, 还要考虑卸车装置内部的轨道是卸车场线路的一部分的特性, 来综合设计卸车场的线路。

卸车场的卸车方式可分为:

(1) 间断式卸车方式, 用翻车机(包括前倾式翻车架), 固定点气动卸载装置卸车及人工翻卸翻斗车属于这种卸车方式。

在采用运输机车调车方式时, 由于卸矿和移动车组的过程很费时间, 如果机车在卸车场耽搁时间太长, 影响机车运输能力时采用专用设备调车将有明显改善。

(2) 连续式卸车方式, 利用卸载曲轨或强迫式翻车架列车在慢速运行过程中卸矿及

梭式矿车(列车)卸车,属于这种卸车方式。运输机车可以直接通过卸车区,调车方式简单,在卸车场内耽搁时间短,能充分发挥卸车场的通过能力。

由于底卸式,底侧卸式和侧卸矿车的卸载轮与卸车曲轨有特定的配合关系,因此,要求重列车进入卸车曲轨时保持特定不变方向,否则无法卸车。另外,底卸式矿车受卸车曲轨结构的限制不能沿卸车曲轨返回。

1.6.3 装、卸车场通过能力

地下机车运输任务单一的装、卸车场,线路系统一般都不复杂,因而中型矿山以下的车场可以不用编制运行图表,如卸车场同井底车场联合布置在一处较复杂的车场,则需参照本篇第六章6.5.2.4的计算方法,校核其通过能力。

1.7 附属及维修设施

1.7.1 矿车清底

1.7.1.1 清车器使用情况

矿车结底是矿山运输中普遍存在的一个问题。特别是矿石粘结性强,含粉矿含泥水量大的矿山,更为突出。

由于矿车结底使矿车的有效容积减少(有些矿山达30%以上),降低了机车运输效率,造成了运输能力紧张,运输费用增加,浪费电力等不良后果。

人工清车,劳动强度大,损伤矿车,工效很低。机械化清车或电化处理清车等方法,效果较好。

另外,应引起注意的,合理选用矿车型式,也是解决和减轻矿车结底的一种有效措施,例如:湖南麻阳铜矿,过去曾使用 0.55m^3 V型翻斗式矿车,由于矿石含泥多,粘结性强,加之车箱为V型,造成矿车结底严重。现在改成了YDC $0.9(6)$ -I型底卸式矿车,由于卸载方式合适(卸载过程中矿车有轻微的振动),矿石基本上能一次卸净。

几种型式清车器使用情况比较见表1-1-63。

1.7.1.2 矿车清底几种方法

1.3 m^3 固定式矿车电动振动清车器

图1-1-41为3 m^3 固定式矿车电动振动清车器。

整套装置设在翻车机顶部,由提升装置和振动装置两部分组成。

清车器主要技术特性:

电动机型号:JO₂-32-4;

振动器激振力:8.8kN。

矿车进入翻车机旋转180°卸矿后,开动绞车2放松钢丝绳,使活动架3向下运动。传振板6便压在矿车底部上,开动电机5,经皮带联轴节,使振动器4产生振动,通过传振板6使矿车振动起来,将结底矿石振碎落入矿仓,清底完毕后,停止电机5转动,开动绞车2,将活动架提升到上面。翻车机

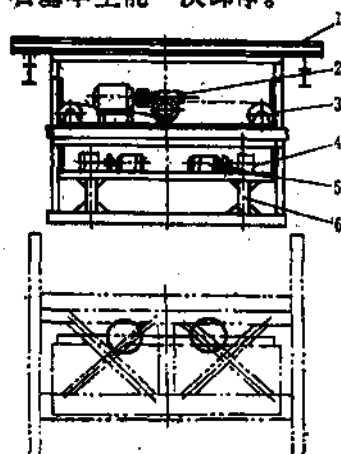


图 1-1-41 3 m^3 固定式矿车电动振动清车器

1—固定架; 2—绞车; 3—活动架;
4—振动器; 5—电动机; 6—传振板

表 1-1-63

几种型式清车器使用情况比较表

类 型	原 动 机	矿 车 容 积 (m ³)	矿物类型	主要优缺点比较							使用矿山名称		
				效果	处理阶段	时 间 s/车	电耗(能耗) (kW·h)	设备(结构)	对车损伤	噪 音		操 作	是否加水
振 动 型	煤矿型	1.1	煤、矸石	尚可	卸后	120	0.3	复杂	大	稍大	较简	不加	青 州 白家庄、徐州青 山泉、双鹤山、岭东等煤矿、 大厂煤矿、酒厂、烟台、鸡 焦、金矿、湘东、开滦、唐山等煤矿
	金属矿型	0.7~1.2	磁矿、铁矿	尚可	卸后	30~60	0.03	较简	大	稍大	较简	不加	
	电 动	1.1	煤、矸石	较差	卸后	30~40	0.02~0.03	较简	较大	稍大	较简	不加	
	振 动 器	0.75	煤	一般	卸后	10~20		较简	不大	稍大	较简	不加	
	电 台 板 式	2.2	铁 矿	尚可	卸后	60~120		较简	不大	稍大	较简	不加	
	电 磁	1.7	煤、矸石	一般	卸后	15	0.01~0.03	较简	较大	稍大	较简	不加	
	振 动 器	1.5	煤	尚可	卸后			较简	不大	稍大	较简	不加	
	电 磁	0.55	煤、金属矿	一般	卸后	20~40	2.4~6m ³ /min	较简	不大	稍大	较简	不加	
	振 动 器	1.1	金属矿	一般	卸后	30~40	3.5m ³ /min	较简	不大	稍大	较简	不加	
	振 动 器	1.7	铜 矿	较差	卸后	60		较简	大大	稍大	较简	不加	
机 械 切 削 型	风 动	1.2	铜 矿	尚可	卸后	50~80	5.4m ³ /min	复杂	不大	较大	较简	不加	铜官山铜矿
	电 动	1.1	煤、矸石	尚可	卸后	12	0.03	复杂	小	较小	较简	不加	徐州松台煤矿
	射 流 器	侧卸车			卸后	90~100		简单	无	小	简单	加	日 本
	小 水 枪	0.55~0.75	金属矿、废石	尚可	卸后	60~90	80~100kg	简单	无	小	简单	加	金属矿废石场(普通)
	喷 涂 法	2.7侧卸	煤		装前		雷 药 剂	工艺复杂	无	无	较简	不加	抚顺露天矿
		1.2	锡 矿	较好	卸后	150~300	1~10	简单	无	无	简单	加	老厂锡矿
	电 渗 法	2	铜 矿	较好	卸后	150~300	1~10	简单	无	无	简单	加	铜山铜矿
		2	铜 矿	较好	卸后	150~300	1~10	简单	无	无	简单	加	易门铜矿
		0.5~2	金属矿、非金 属矿、煤	较好	卸前	不占运输 时间	0.1~1	简单	无	无	简单	加	新建 铜矿、前进矿王家 湾矿
	电化处理 (不粘结矿车)	2~4					0.5~1.5	简单	无	无	简单	加	

注: 本表主要内容摘自《有色金属进展》下篇第34分册。

转动180°，矿车推出翻车机，整个固定架1用滚轮支承在大梁上，当设备检修时，可将清车器推至侧面，便可起吊翻车机旋转体，清车时由翻车机司机操纵，列车不摘钩。

2.1.5m³矿车电磁振动清车器

图1-1-42为电磁振动清车器。整套装置设在翻车机顶部固定梁上，由提升装置和电磁振动装置两部分组成。

其技术特性：

电磁振动器采用电振给矿机的电磁振动头；

提升绞车功率：5.5kW；

提升速度：0.12m/s；

振动器最大消耗功率：3.8kW；

振动频率：50Hz。

矿车不摘钩进入翻车机，翻车180°卸矿后，开动提升绞车1通过钢丝绳2，滑轮3，下放电磁振动器6，使接触爪7与传振板8接触。启动电磁振动器，通过接触爪和板将振动传给矿车底部，并在振动弹簧的参振下，使整个矿车产生振动，将结底振碎落入矿仓中。滑轨用于电磁振动器升降时的导向。

3、2m³侧卸式矿车电动振动式清车器

2m³侧卸式矿车清底，弓长岭铁矿使用效果较好。清车器配置见图1-1-43。

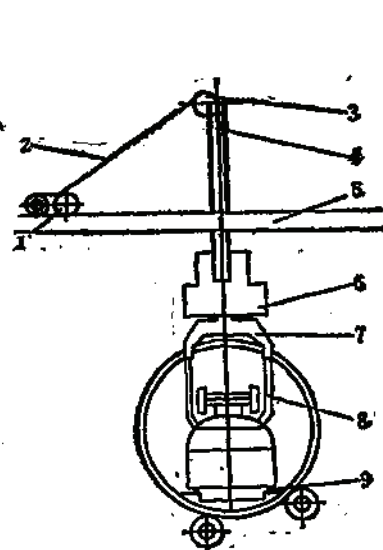


图 1-1-42 电磁振动清车器

1—绞车，2—钢丝绳，3—滑轮，4—滑轨，5—固定梁，
6—电磁振动器，7—接触爪，8—传振板，9—弹簧

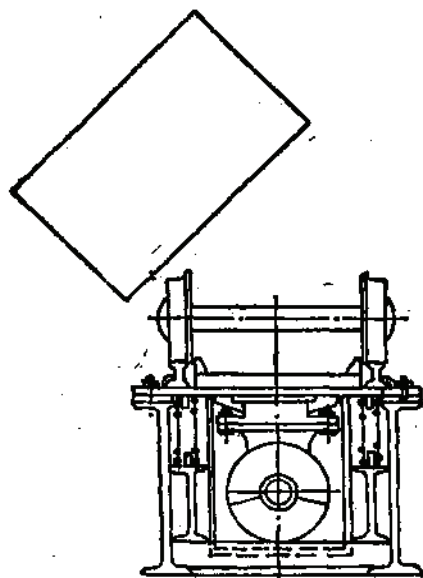


图 1-1-43 2m³侧卸式矿车电动振动式清车器

其技术特性：

振动台面：2×0.9m；

激振力：49kN；

振动频率：16Hz；

电机功率: 7.5kW。

4. 电化处理清车装置

电化处理清车装置的电化参数——电压、电流、电耗, 对不同矿车, 不同矿石有很大差异。一般工作电压为20~450V, 工作电流为12~15A, 电化处理时间约为3~5min, 电能消耗: 0.5~2m³矿车为0.1~1kW·h/辆, 2~4m³矿车为0.5~1.5kW·h/辆, 合理的电化参数须经试验确定。

这种装置(不粘结矿车)在云南新建铜矿、王家滩铁矿等使用表明具有清理质量好, 不损伤矿车, 无噪声, 无粉尘, 操作方便等特点。但是, 由于矿岩性质等对使用效果的影响很大。应先通过试验, 确认技术经济效益优越时, 再予确定。

目前, 金马矿山机械厂已批量生产0.5~2m³固定式、0.5~0.7m³翻斗式及0.7~2.5m³侧卸式不粘结矿车。

1.7.2 列车计量

1.7.2.1 矿山轨道衡生产和使用情况

矿山列车计量, 分为静态和动态电子轨道衡(包括轻轨和重轨)计量。

静态计量, 列车一般应停车和摘钩。这种计量方式精度高, 但增加了摘挂钩时间, 每辆车的计量时间长约2min。凤凰山铜矿采取“只停车, 不摘钩”的计量方式。减少了操作时间, 计量一个7m³矿车平均15s, 一列车(6辆矿车)总计量时间为1~2min。

动态计量是在列车运行中连续自动计量, 如按6辆矿车计量为例, 只需18s。动态轨道计量自动化程度高。目前, 动态轨道衡没有定型产品。

南京衡器厂在QGT系列的基础上, 改装成单传感数显式静态电子轨道衡QCS—H系列, 可用于矿山列车计量。并正在研制矿山动态电子轨道衡。

长春衡器工业公司生产的数显自动计量轻轨衡可用于矿山列车计量。

承德市自动化计量仪器厂, 于一九八五年五月, 为梅山铁矿研制成功GGG—31型微处理机矿山轨道衡, 用于井下列车计量, 使用效果良好。该机由二次仪表、机械称台、测力传感器组成。微机系统有随机数字显示, 自动打印每节车质量、列车质量、班产量和日产量自动累计等性能, 机械称台为整体式浅基坑称重台面。其技术性能及参数如下:

称重范围: 矿车质量不大于25t;

计量类型: 转向架计量;

计量车速: 5~9km/h;

称台允许通过最大车速15km/h;

感量: 5kg;

计量精度: 0.4% (动态单向称量);

地坑尺寸: 长×宽×深=3740×2700×560mm。

矿山轻轨衡的主要产品型号和规格见表1-1-64。

1.7.2.2 列车计量方式

(1) 轴计量, 指一次称量一个轴质量, 再累计全部轴质量而得整车质量。

(2) 转向架计量, 指一次称量一个转向架的质量, 累计前后转向架的质量, 即得整车质量。

矿山轻轨衡主要产品型号和规格

表 1-1-64

产品名称	型 号	承重台面 长×宽 (m)	最大称量 (t)	轨 距 (mm)	承重台中心至计量 箱中心距离 (mm)	质 量 (t)	计量精度	制造厂
杠杆式 轻轨衡	QGT-3 型	2×1.6	3		1500		1/1000	南 京 衡 器 厂
	QGT-5 型	4×2	5		2100			
	QGT-10A型	5×2	10		1955			
	QGT-15A型	5×2	15		1955			
	QGT-15型	6.2×1.2	15		2700			
	QGT-20型	7.2×1.2	20	600	2700			
	QGT-30型	7.2×1.2	30	762	2700			
电子 轻轨衡	QCS-15型		15	900				
	QCS-20型		20					
	QCS-30型		30					
	QCS-50型		50					
准 轨 衡	GGT-30型	7×3	30		2380			长 沙 衡 器 厂
	GGT-50型	5×3	50					
杠 杆 式 轻 轨 衡	QGT-2型	长: 2	2	600		0.4		
	QGT-3A型	2	3	762		0.65		
	QGT-3B型	2.5	3	900		1.30		
	QGT-5型	长: 2.5	5			2.30		
	QGT-10A型	4	10			2.50		
	QGT-10B型	6	10			2.80		
	QGT-15A型	4	15	600		2.5		
	QGT-15B型	6	15	762		3		
	QGT-20型	6	20	900		3		
	QGT-30A型	6	30			5		
	QGT-30B型	10	30			6		
	QGT-50型	10	50			6		
轻 轨 衡 数 量 自 动 计 量	GSQ5-2.5A	长: 2.7	5					长 春 衡 器 厂
	GSQ5-2.5B	2.7	5					
	GSQ15-4B	4	15	600				
	GSQ15-3C	3	15	762			1/2000	
	GSQ15-6B	6	15	900				
	GSQ30-6.1B	6.1	30					

注: 1. 南京衡器厂QGT系列产品可改为QCS-H系列能数量、打印、累计;

2. 长春衡器工业公司产品有数量、打印、累计功能。

(3) 整车计量, 对于矿山车辆, 当采用动态称量时, 一般采用单台面整车计量; 当采用静态称量时, 6m^3 以下的矿车可按单台面整车计量 (包括单车和双车), 10m^3 以上的矿车可考虑按双台面整车计量。

1.7.2.3 主要参数选用

轨道衡的型号和规格应根据最大称量、台面尺寸、轨距、计量精度等主要参数来选用。

1. 最大称量

以列车编组中的最大重载车辆质量 G (车辆质量加装载质量) 作为选用最大称量的条件。当机车质量大于每节车辆的质量时, 应以机车的质量作为选用条件。考虑在称量中存在冲击、振动及车钩相互作用的影响, 应计入动力系数

轨道衡最大称量 $Q_s(t)$

$$Q_s \geq KG \quad (1-1-22)$$

式中 G ——列车编组中重载车辆的最大质量 (车辆质量加装载质量) t ;

K ——动力系数, 一般取 1.2。当以机车质量作为选用条件时, 不计动力系数。

常用车辆 (机车) 选取轨道衡称量参考表见表 1-1-65。

常用车辆 (机车) 选取轨道衡称量参考表

表 1-1-65

矿车型号	矿车质量 (t)	装 载 量 (t)	重车质量 (t)	计 算 称 量 (t)	配 用 电 机 车 质 量 (t)	称量范围 (t)	选用规格 (t)	
							单车	双车
YGC0.5-6	0.45	1~1.25	1.45~1.7	1.74~2.04	1.5、3	3	—	5
YGC0.7-6	0.50	1.4~1.75	1.9~2.25	2.28~2.7	3	3	3	—
YGC1.2-6	0.72	2.4~3	3.12~3.72	3.74~4.46	6、7	6、7	—	10
YGC1.2-7	0.73	2.4~3	3.13~3.73	3.76~4.48	6、7	6、7	—	10
YGC2-6	1.33	4~5	5.33~6.33	6.4~7.6	6、7、10	6、7、10	10	—
YGC2-7	1.35	4~5	5.35~6.35	6.42~7.62	6、7、10	6、7、10	10	—
YGC4-7	2.62	8~10	10.62~12.62	12.74~15.14	10、14	13~16	15	—
YGC4-9	2.90	8~10	10.9~12.9	13.08~15.48	10、14	13~16	15	—
YGC10-7	7.0	20~25	27~32	32.4~38.4	14、20	33~39	50	—
YGC10-9	7.08	20~25	27.08~32.08	32.5~38.5	14、20	33~39	50	—
YFC0.5-6	0.59	1~1.25	1.59~1.84	1.91~2.21	1.5、3	3	3	—
YFC0.7-6	0.71	1.4~1.75	2.11~2.46	2.53~2.95	3	3	3	—
YFC0.7-7	0.72	1.4~1.75	2.12~2.47	2.54~2.96	3	3	3	—
YCC0.7-6	0.75	1.4~1.75	2.15~2.50	2.58~3	3	3	3	—
YCC1.2-6	1.0	2.4~3	3.4~4	4.08~4.8	6、7	6、7	—	10
YCC2-6	1.83	4~5	5.83~6.83	7~8.2	6、7、10	6、7、10	10	—
YCC2-7	1.88	4~5	5.88~6.88	7.06~8.26	6、7、10	6、7、10	10	—
YCC4-7	3.23	8~10	11.23~13.23	13.48~15.88	10、14	14~16	15、20	—
YCC4-9	3.3	8~10	11.3~13.3	13.56~15.96	10、14	14~16	15、20	—
YDC4-7	4.32	8~10	12.32~14.32	14.78~17.18	10、14	15~18	15、20	—
YDC5-7	6.32	12~15	18.32~21.32	21.98~25.58	14、20	22~26	30	—
YDC6-9	6.38	12~15	18.38~21.38	22.06~25.66	14、20	22~26	30	—
2m ³ 底侧卸	2.82	4~5	6.32~7.32	7.58~8.78	7、10(双机)	8~10	10	—
4m ³ 底侧卸	3.54	8~10	11.54~13.54	13.85~16.25	10、14(双机)	14~17	20	—
6m ³ 底侧卸	5.75	12~15	17.75~20.75	21.30~24.90	10、14(双机)	21~25	30	—

2. 衡面长度与车辆参数的关系 (m)

选用目前国产轨道衡时, 其衡面长度与车辆尺寸关系, 应满足下述条件:

(1) 整车计量 (参见图1-1-44)

链环挂钩式矿车单车计量

$$L_B - (0.7 \sim 1) \geq L_F \geq L_B + (0.7 \sim 1) \quad (1-1-23)$$

链环挂钩式矿车双车计量

$$L_B - (0.7 \sim 1) \geq L_F \geq L_B + (0.7 \sim 1) \quad (1-1-24)$$

自动车钩式矿车单车计量

$$L_B - (0.7 \sim 1) \geq L_F \geq L_B + (0.7 \sim 1) \quad (1-1-25)$$

(2) 转向架计量 (参见图1-1-45)

链环挂钩式矿车转向架计量

$$L_Q - (0.4 \sim 0.7) \geq L_F \geq L_D + (0.4 \sim 0.7) \quad (1-1-26)$$

自动车钩式矿车转向架计量

$$L_Q - (0.4 \sim 0.7) \geq L_F \geq L_D + (0.4 \sim 0.7) \quad (1-1-27)$$

(3) 轴计量

$$L_D - 0.2 \geq L_F \quad (1-1-28)$$

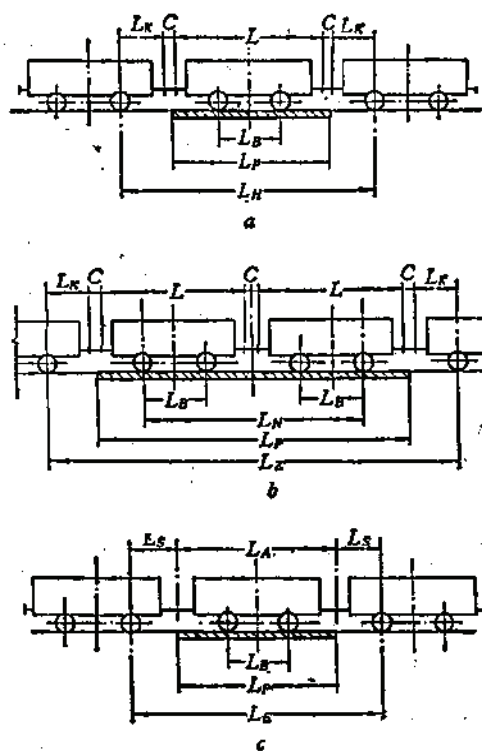


图 1-1-44 整车计量衡面长度与车辆尺寸关系
a—链环挂钩式矿车单车计量; b—链环挂钩式矿车双车计量; c—自动车钩式矿车单车计量

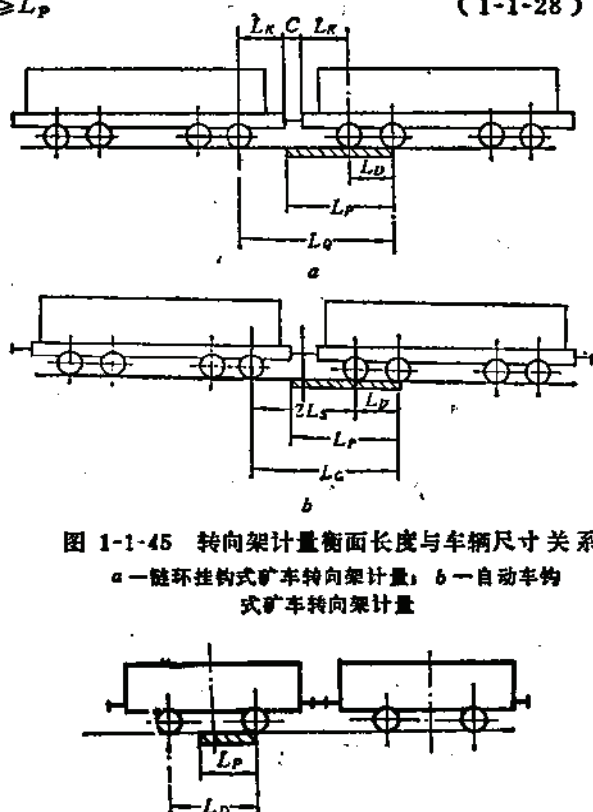


图 1-1-45 转向架计量衡面长度与车辆尺寸关系
a—链环挂钩式矿车转向架计量; b—自动车钩式矿车转向架计量

图 1-1-46 轴计量衡面长度与车辆尺寸间关系

常用车辆与衡面长度有关数值, 见表1-1-66。

常用车辆与衡面长度有关数值表(mm)

表 1-1-66

矿车型号	车长 L	全轴距 L_R	L_R (L_R)	钩舌距 (L_A)	心盘距 (L_C)	固定轴距 L_D	L_Q (L_Q)	碰头间距 C	L_H (L_H)	L_N	L_Z
YGC0.5-6	1200	400	400					30 165	2060 2330	1630 1920	3290 3695
YGC0.7-6	1500	500	500					30	2580	2030	4080
YGC1.2-6	1900	600	650					30 165	3260 3530	2530 2830	5190 5595
YGC1.2-7	1900	600	650					30 165	3260 3530	2530 2830	5190 5595
YGC2-6	3000	1000	1000					40	5080	—	—
YGC2-7	3000	1000	1000					40	5080	—	—
YGC4-7	3700	1300	1200					50	6200	—	—
YGC4-9	3700	1300	1200					50	6200	—	—
YGC10-7	7200	5350	925		4500	850	2740	40	9130	—	—
YGC10-9	7200	5350	925		4500	850	2740	40	9130	—	—
YFC0.5-6	1500	500	500					30 165	2560 2830	2030 2330	4090 4495
YFC0.7-6	1650	600	525					30 165	2760 3030	2280 2580	4440 4845
YFC0.7-7	1650	600	525					30 165	2760 3030	2280 2580	4440 4845
YCC0.7-6	1650	600	525					30	2760	2280	4440
YCC1.2-6	1900	600	650					30	3360	2530	5190
YCC2-6	3000	1000	1000					50	5100	—	—
YCC2-7	3000	1000	1000					50	5100	—	—
YCC4-7	3900	1300	1300							—	—
YCC4-9	3900	1300	1300							—	—
YDC4-7	3900	1300	1300					40	6580	—	—
YDC6-7	5400	3300	1050		2500	800	2940	40	7580	—	—
YDC6-9	5400	3300	1050		2500	800	2940	40	7580	—	—
2m ³ 底侧卸											
4m ³ 底侧卸											
6m ³ 底侧卸											
(金山店梅山铁矿) 6m ³ 侧卸		3300	(850)	5000	2500	800	(2500)	—	(6700)	—	—
(神树沟铁矿) 6m ³ 底卸		3100	(1130)	5360	2200	900	(3160)	—	(7620)	—	—

轨道衡轨距应与车辆轨距相同。衡器厂一般不装配台面轨道, 而由设计选用者确定。设计时应注意台面并非轨顶。

轨道衡计量精度应满足矿石称量的允差标准。对于一般金属矿山(非贵重稀有金属), 原矿称量允差标准按 $\pm 1.0\%$ 考虑。目前国产轨道衡的计量精度一般都能满足。

1.7.2.4 配置要点

(1) 轨道衡计量站应设在卸矿站调车场前面主运输线路的重车线上, 应选在巷道无淋水, 比较干燥的地段。基础坑内不允许有水或污染物。

(2) 计量台面两端的线路应平直, 每端平直段的长度应大于1.1倍的列车长, 且不小于45~50m。

(3) 与计量平台轨道衔接的两端运输线路, 应设置防爬轨或采用整体道床。每端整体道床的长度为15~20m。

(4) 机车一般是在牵拉车辆状态下通过轨道衡进行称量。但用动态称量时, 对于用普通环形链联挂的列车, 只准牵拉称量, 不准推着称量。而对于使用自动车钩联挂的列车, 因受运输条件限制时, 也可采用机车后推式通过轨道衡称量。

(5) 列车过衡速度

静态称量时, 车速一般为3km/h, 不得大于5km/h。动态称重时, 车速一般为5~7km/h。

(6) 操作室面积一般为15~20m²。

1.7.3 坑内机车、车辆维修设施及车库

1.7.3.1 维修设施

1. 维修任务

对机车、车辆应定期检查, 小修、中修及大修(有些部件大修须送到地表机修厂进行, 如电动机、轮轴等)工作。

修理间主要工序组成: 整机解体及装配、钳工修理、铆焊、机车的电气修理、蓄电池修理、油漆及工具材料保管等。

2. 修理工作量计算

1) 修理周期及工期

机车车辆修理周期、工期见表1-1-67和表1-1-68。

电 机 车 修 理 周 期、工 期

表 1-1-67

车 型	1.5~3t				7~12t				14t				20t			
修理类别	大	中	小	检	大	中	小	检	大	中	小	检	大	中	小	检
修理周期	3年	1年	3月	7d	3年	1年	3月	7年	3年	1年	3月	7d	3年	1年	3月	7d
修理工期	6d	3d	4h	1h	10d	5d	1d	2h	15d	8d	2d	4h	15d	10d	2d	4h

注: 1. 修理工时系指修理车辆消耗的工时, 不包括制造备件的工时。

2. 修理工期以8h为一天。

车 辆 修 理 周 期、工 期

表 1-1-68

车 型	0.35~0.75m ³			1~2m ³			2.5~6m ³			6.5~10m ³		
修理类别	大	中	小	大	中	小	大	中	小	大	中	小
修理周期	3年	1年	3月	3年	1年	3月	3年	1年	3月	3年	1a	3月
修理工期	1.5d	6h	1h	2d	1d	2h	4d	2d	4h	6d	3d	1d

注: 1. 修理工时系指修理车辆消耗的工时, 不包括制造备件的工时。

2. 修理工期以8h为一天。

2) 修理台位计算

全年需要修理台数: 机车和车辆各种修理类型分别按下列公式计算:

$$n_d = \frac{N}{T_d}$$

(1-1-29)

$$n_{zs} = \frac{N}{T_{zs}} - \frac{N}{T_d} \quad (1-1-30)$$

$$n_{ss} = \frac{N}{T_{ss}} - \frac{N}{T_{zs}} \quad (1-1-31)$$

式中 n_d 、 n_{zs} 、 n_{ss} ——分别为大、中、小修的全年需要修理台数，台；

N ——机车、车辆运行台数和在修台数（不包括闲置封存台数）；

T_d 、 T_{zs} 、 T_{ss} ——分别为大、中、小修的修理周期，年。

修理台位（机车、车辆分别计算）

$$M_d = \frac{n_d D_d C}{T_d} \quad (1-1-32)$$

$$M_{zs} = \frac{n_{zs} D_{zs} C}{T_{zs}} \quad (1-1-33)$$

$$M_{ss} = \frac{n_{ss} D_{ss} C}{T_{ss}} \quad (1-1-34)$$

式中 M_d 、 M_{zs} 、 M_{ss} ——分别为大、中、小修的修理台位数；

D_d 、 D_{zs} 、 D_{ss} ——分别为大、中、小修的修理工期，d；

C ——工作不均衡系数，1.2~1.1；

T_d ——年工作天数，应同坑内工作制度相同。

将上述机车（或车辆）各种修理类别的台位相加，取整即为修理台位数。一般为了减少硐室工作量，可将机车定检及车辆小修、定检工作在室外进行，因此不必加入台位数计算。

机车的每个修理台位均应设检修沟。车辆修理台位一般不设检修沟。对于6m³以上的大型车辆可按三个修理台位以内设一个检修沟。

3. 修理用设备选择

1) 检修设备

机车、车辆修理的常用设备，一般配套设置。当具有2m³矿车100辆，加上相应的电机车及杂用车辆时，一般配备的主要设备、规格及数量见表1-1-69。当机车车辆品种规格数量同上述条件有出入时，可酌情增减。当机车、车辆分别设置修理间时，则应各自配备一套检修设备。并对表中设备进行合理调整。

常用检修配套设备表 表 1-1-69

设备名称	规格	数量 (台)
校正压装液压机	压力390~981kN	1
砂轮机	φ300~φ350	1
软轴砂轮机	φ100~φ150	1~2
台式钻床	φ12~15	1
手电钻	φ19~23	1
千斤顶	49~98kN	4
乙炔发生器	0.5~1m ³ /h	1
氧气瓶	40L 15MPa	2~3
交流电焊机	21kV·A, 50~380A	1~2
铆钉机	M22	1~2

机车修理所需起重机的起升量 表 1-1-70

机车型号	牵引电机质量 (t)	轮对质量 (t)	最大件质量 (t) (车架组装)	起升量 (t)
ZK-1.5	0.120	0.597, 0.616, 0.643	0.927	1
XK-2.5A	0.137	0.597, 0.616, 0.634	0.941	1
ZK-3	0.520	0.500	1.680	2
ZK-7	0.485	0.557, 0.571	4.480	5
XK-8A	0.480	0.557, 0.571	3.520	5
ZK-10	0.546	0.557, 0.571	7.920	10
ZK-14	0.645	0.950	10.890	10
ZK-20	0.765	1.886	12.900	15/3

2) 起重设备

起重设备的选择,一般按机车及车辆中的最大部件的重量确定,见表1-1-70及表1-1-71。常用的起重设备为手拉葫芦、手拉葫芦加手拉单轨行车或手动单梁起重机。

起重机的起升高度从钢轨顶面算起,车轮直径加上起吊物高,再加上钢丝绳吊装高度及吊钩至起重轨面的高度之和来确定,见表1-1-72。

1.7.3.2 车库

1. 车库设计要求

机车及车辆修理应尽量放在一个硐室内,便于合理利用硐室场地和设备,位置应选在进出车方便、不潮湿的地方,室内有良好的照明和通风,不积水及油污,并备有防火器材,人员进出方便。如为蓄电池机车修理硐室,应同充电硐室、整流硐室联合布置。

2. 车库形式

根据岩石稳定情况,一般有巷道加宽式和硐室式两种。硐室式又有单轨和双轨之分。当巷道岩石不稳定,而且待修数量超过两台时,可用双轨式硐室。

3. 硐室尺寸确定

硐室的大小取决于检修台位数量及其布置形式。

硐室长度 L (mm)

$$L = L_1 + L_2 + L_3 + L_4 \quad (1-1-35)$$

式中 L_1 ——车辆长度, m,

L_2 ——材料车长度,修理机车时存放大型部件等用,一般为3~4m,

L_3 ——进检修沟的踏步水平长(有些用直爬梯无此长度), m,

L_4 ——从踏步至后墙的间隙尺寸,一般取0.7m。

7t或10t机车,硐室长约10m; 14t机车可在10~11m。

硐室宽度取决于车辆宽度及必要的间隙。单轨硐室宽度 B (mm)

$$B = b_1 + b_2 + b_3 \quad (1-1-36)$$

式中 b_1 ——车辆宽度, mm,

b_2 ——行人侧宽度,一般取1400mm,

b_3 ——非行人侧宽度,一般取1000mm。

硐室高度即钢轨顶至拱顶距离,按起重机的轨面高度加上其要求净空计算。如不设起重机其高度应不低于3800mm。

矿车修理所需的起重机起升量 表 1-1-71

矿车型式	容 积 (m ³)	起 升 量 (t)
固定车箱	≤0.7	0.5
	1.2	1
	2	2
	10	5
翻转车箱	≤1	0.5
曲轨侧卸	≤1.6	1
	≤4	2
底 卸	4	2
	6	3
固定侧卸	6	3

起重机的轨面高度 表 1-1-72

机车质量 (t)	矿车容积 (m ³)	轨面高度 (m)
≤2.5	≤1.2	4
3		4.5
7~10	2~4	5
14	5~10	6
20		6.5

4. 检修沟

沟长按机车长度加上前后各留0.5m操作间隙, 再加上踏步水平长度。

沟宽按机车轨距宽度加上200~350mm考虑。

沟深按车型不同可在1.3~1.5m范围内选取。

检修沟内容易积水及油污, 应在沟底面砌成3~5%斜坡。在最低处设宽500mm深600mm的集水坑。

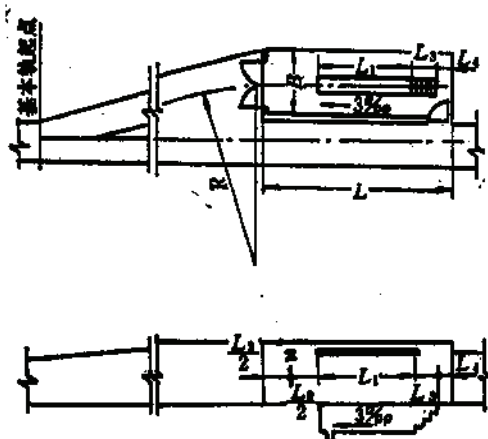


图 1-1-47 巷道加宽式修理室

5. 车库型式及配置

车库型式及配置见图1-1-47及1-1-48。

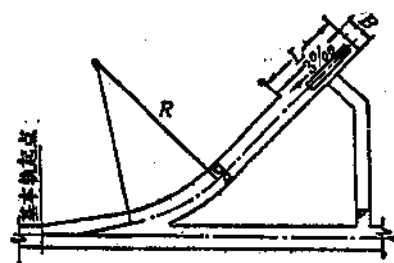


图 1-1-48 棚室式修理室

1.8 运输成本估算及材料消耗

1.8.1 运输成本估算

矿山窄轨铁路地面矿内线7、14t架线式电机车运输成本估算参阅表1-1-73; 地下7~10t架线式电机车运输成本估算参阅表1-1-74; 窄轨蓄电池电机车运输成本估算参阅表1-1-75。

地面矿内线7、14t架线式电机车吨公里运输成本估算

表 1-1-73

运输距离 (km)	线路坡度 (%)	采用7t电机车在以下运输量条件下的运输成本 (元/t·km)					采用14t电机车运输在以下运输量条件下的 运输成本(元/t·km)				
		10万t/a	30万t/a	50万t/a	80万t/a	100万t/a	50万t/a	80万t/a	100万t/a	120万t/a	150万t/a
0.5	5	0.67	0.38	0.25	0.21	0.17	0.26	0.22	0.19	0.17	0.16
	10	0.67	0.38	0.26	0.22	0.18	0.27	0.22	0.20	0.18	0.16
	15	0.67	0.38	0.27	0.22	0.19	0.28	0.23	0.20	0.18	0.16
	20	0.67	0.38	0.28	0.23	0.19	0.30	0.24	0.21	0.18	0.17
	25	0.67	0.38	0.29	0.23	0.19	0.31	0.25	0.21	0.20	0.18
1.0	5	0.47	0.17	0.14	0.12	0.11	0.15	0.14	0.13	0.11	0.10
	10	0.47	0.22	0.14	0.13	0.12	0.16	0.14	0.13	0.11	0.11
	15	0.47	0.22	0.15	0.14	0.13	0.17	0.14	0.13	0.11	0.11
	20	0.47	0.23	0.18	0.15	0.14	0.18	0.15	0.13	0.12	0.11
	25	0.47	0.23	0.18	0.16	0.15	0.18	0.15	0.14	0.12	0.12

续表

运输距离 (km)	线路坡度 (%)	采用7t电机车在以下运输量条件下的运输成本 (元/t·km)					采用14t电机车运输在以下运输量条件下的 运输成本(元/t·km)				
		10万t/a	30万t/a	50万t/a	80万t/a	100万t/a	50万t/a	80万t/a	100万t/a	120万t/a	150万t/a
2.0	5	0.30	0.14	0.09	0.08	0.07	0.12	0.09	0.08	0.08	0.07
	10	0.30	0.14	0.11	0.09	0.08	0.12	0.10	0.08	0.09	0.07
	15	0.30	0.14	0.12	0.10	0.09	0.13	0.10	0.09	0.09	0.08
	20	0.30	0.16	0.13	0.10	0.10	0.13	0.10	0.10	0.09	0.09
	25	0.30	0.16	0.14	0.11	0.10	0.14	0.11	0.11	0.10	0.10
3.0	5	0.23	0.11	0.08	0.07	0.06	0.09	0.08	0.07	0.07	0.06
	10	0.23	0.11	0.09	0.08	0.07	0.09	0.08	0.07	0.07	0.06
	15	0.23	0.11	0.10	0.09	0.08	0.10	0.08	0.08	0.08	0.07
	20	0.23	0.14	0.11	0.10	0.09	0.11	0.09	0.08	0.08	0.08
	25	0.23	0.15	0.12	0.10	0.09	0.11	0.10	0.09	0.09	0.09
5.0	5	0.20	0.09	0.07	0.06	0.05	0.08	0.07	0.06	0.06	0.05
	10	0.20	0.10	0.08	0.07	0.06	0.09	0.07	0.06	0.06	0.06
	15	0.21	0.10	0.09	0.08	0.07	0.09	0.08	0.07	0.07	0.06
	20	0.22	0.13	0.10	0.08	0.08	0.10	0.08	0.08	0.08	0.07
	25	0.22	0.13	0.11	0.09	0.09	0.11	0.09	0.09	0.08	0.08

注：计算电价按0.1元/kW·h当电价大于或小于0.1元/kW·h，应进行调整。

地下7~10t架线式电机车吨公里运输成本估算

表 1-1-74

机车质量 (t)	运 距 (km)	在以下运输量条件下的运输成本(元)						
		10万t/a	30万t/a	50万t/a	80万t/a	100万t/a	120万t/a	150万t/a
7~10	0.5	0.63	0.36	0.35	0.28	0.24	0.23	0.23
	0.5~1	0.42	0.35	0.32	0.27	0.23	0.22	0.22
	1~1.5	0.35	0.30	0.28	0.25	0.22	0.20	0.20
	1.5~2.5	0.32	0.28	0.25	0.23	0.20	0.20	0.18
	2.5~3.5	0.28	0.26	0.23	0.20	0.20	0.18	0.15
	3.5~4.5	0.25	0.24	0.21	0.19	0.19	0.17	0.13
	5.5~6.5	0.22	0.20	0.18	0.15	0.14	0.12	0.10

蓄电池电机车吨公里运输成本估算

表 1-1-75

运 距 (km)	XK~8/600(900)机车在以下运输条件下运输成本(元)					
	30万t/a	45万t/a	60万t/a	90万t/a	120万t/a	150万t/a
0.5	2.166	1.674	1.606	1.384(1.029)	(0.961)	(0.883)
1	1.281	0.982	0.824	0.821(0.596)	(0.553)	(0.532)
1.5	0.876	0.672	0.634	0.601(0.450)	(0.446)	(0.416)
2	0.726	0.578	0.577	0.520(0.377)	(0.37)	(0.358)
2.5	0.623	0.517	0.502	0.444(0.334)	(0.342)	(0.325)
3	0.53	0.479	0.462	0.420(0.304)	(0.309)	(0.302)
3.5	0.518	0.431	0.418	0.4(0.3)	(0.298)	(0.286)
4	0.461	0.408	0.4	0.369(0.282)	(0.281)	(0.273)

注：1. XK——8/600机车成本中数字，适用于0.8~0.7m³矿车；

2. XK——8/900机车成本中数字，适用于1.2m³矿车。

1.8.2 油料、材料、电力消耗

1.8.2.1 油料消耗

(1) 架线式电机车的油脂消耗参见表1-1-76;

架线式电机车的油脂消耗参考表

表 1-1-76

机车 质量 (t)	全年 总耗 油量 (kg)	平均 日耗 油量 (kg)	机械油(10 ⁰ 、20 ⁰ 、 汽车齿轮油)(kg)			钙基、钙钠基润滑油 (kg)			11 ⁰ 汽缸油 (kg)			煤 油 (kg)		其他 油脂 全年 合计 (kg)	检修制度	
			一天 用量	一次 检修 用量	全年 合计	一天 用量	一次 检修 用量	全年 合计	一天 用量	一次 检修 用量	全年 合计	一次 检修 用量	全年 合计		次 数	天 数
7	234.9	0.71	0.3	2.25	112.5	0.16	1.175	59.85	0.1	1	39	1.5	9	14.55	6	16
10	263.85	0.8	0.35	2.25	129	0.205	1.175	74.70	0.11	1	42.3	1.5	9	17.85	6	16
14	288.5	0.87	0.375	2.5	138.75	0.22	1.40	81.00	0.125	1.1	47.85	2	12	19.5	6	19
20	338.2	1.03	0.40	3	150	0.25	1.5	91.5	0.15	1.2	68.7	2.5	15	25	6	19

(2) 矿车耗油量参见表1-1-77。

矿车耗油量参考表

表 1-1-77

矿 车 容 积 (m³)	全年总耗油量 (kg/台)	润 滑 脂 消 耗 量 (kg)				煤油年耗量 (kg)
		日 常 维 护		检 修		
		一天用量	全年合计	一次检修用量	全年合计	
0.5~1	32.2~38.2	0.04	13.2	3~4	18~24	1
2~4	47.7~72.6	0.05~0.07	16.5~23.1	5~8	30~48	1.2~1.5
6	95~107	0.1	33	10~12	60~72	2
10	138.1~162.1	0.12	39.6	16~20	96~120	2.5

(3) 58.8~279kW 窄轨内燃机车的耗油指标如下:

12h 工作时燃油耗率(g/kW·h); ≤238g;

12h 工作时机油耗率(g/kW·h); ≤3.4g。

1.8.2.2 材料、电力消耗

材料、电力消耗参见表1-1-78。

材料、电力消耗参考指标

表 1-1-78

项 目	消 耗 参 考 指 标
砂	每台百公里为50~100kg
机车闸瓦	10~20块/台·月
棉 纱	每月每辆矿车: 1~2kg 每月每台机车: 2~3kg
电 力	7t 电机车: 0.15~0.25kW·h/t·km 14t 电机车: 0.14~0.24kW·h/t·km 注: 在5%~20%坡道上运行

第二章 无极绳及调度绞车运输

编写单位 沈阳铝镁设计研究院

编写人 李庆书 苏世佑

2.1 无极绳运输

无极绳运输一般适用于中小型矿山。具有设备结构简单，操作和维护比较容易，并且投资省，成本低，施工快等特点。无极绳运输有上绳式和下绳式两种；上绳式无极绳运输转弯导向设施比较复杂，其线路宜直线布置；下绳式无极绳运输可沿地形敷设，其设施简单，故获得比较广泛地应用。

无极绳运输线路应力求平直，允许设有弯道，但应避免反向弯道；可以多水平运输，一般为2~3个水平。线路坡度要根据联结器的许用拉力确定，下绳式线路坡度应不大于15度，上绳式线路坡度应不大于25度为宜，坡度差不宜大于5~10度。

无极绳运输速度一般采用0.75~1.0m/s，无极绳运输根据供车方法和联结器的型式，一般采用0.5~1.2m³矿车为宜。国内一些矿山无极绳运输的主要技术参数列于表1-2-1。

国内一些矿山无极绳运输主要技术参数

表 1-2-1

矿山名称	年产量 (t)	运距 (m)	线路倾角 (°)	运行速度 (m/s)	矿车间隔时间 (s)	设备规格		矿车规格		弯道情况	摘挂钩 型式
						绞车	电动机 (kW)	容积 (m³)	装载量 (t)		
走马岭铁矿	20万	1430	95.83%	0.75	85	JW $\frac{1600}{80}$	55	0.55	1.09	S	下绳、自动
洛阳水泥厂石灰石矿	212t/h	1700		0.9	60~70	Φ1550	56	2.1	3	S	下绳、自动
西智石灰石矿	1000t/h	320	+8°	0.75	22		28	0.75	1.0	S	下绳、自动
北京石灰石矿	1080t/h	360	-13°	1.0	33~36		65	1.2	1.8	直	上绳、手动
东江石灰石矿		375	-30%~180%	0.75	50	Φ950	25	0.6	1	S	下绳、自动
焦作粘土矿	20万	940	0°	0.92	10~20		56	0.5		S	下绳、手动

2.1.1 运输系统的布置

2.1.1.1 绞车房的布置

水平线路运行时，绞车房一般布置在重车运行方向的终端；倾斜线路运行时，绞车房布置在斜坡的上端。

2.1.1.2 尾轮布置

水平线路或矿车下滑力小于矿车和钢丝绳阻力时，绞车房布置在重车运行方向的终

端,其尾轮可布置在绞车后。在倾斜的线路上,绞车房设在斜坡的上端时,尾轮宜布置在斜坡的下端。尾轮的直径应等于两条线路的中心距,尾轮的有效活动距离应不小于运输距离的0.5~1.0%,但不应小于5m。

2.1.1.3 线路变坡和弯道

线路变坡要力求圆滑,其竖曲线半径应大于20m为宜;为防止钢绳悬起,应设置压绳轮。线路转弯的转角不宜大于60度,其转弯曲率半径应不小于20~40m,应注意弯道不宜设在变坡处;为防止钢绳转弯脱逸,在线路弯道处应设置立辊。其压绳轮或立辊间距按受力大小确定,一般不大于2m。除此,在线路上为支承钢绳还设有托辊,其托辊间距约5~15m。

2.1.1.4 车场布置

无极绳运输的车场布置应满足摘挂钩操作的要求,车场应考虑矿车自溜的坡度,其车场长度应大于摘挂区段长度一般为15~20m,其线路道岔采用3°或4°道岔为宜。

自动挂结时,车场的自溜坡度:

$$i_0 = \frac{1}{L_0} \left(\frac{v^2}{2g} - L_0 f_1 \right) - 1.2 f_2 \quad (1-2-1)$$

式中 i_0 ——车场的自溜坡度, %;

L_0 ——车场自溜区段长度, m;

v ——钢丝绳运行速度, m/s;

L_1 ——夹紧器的紧绳段的长度, m;

f_1 ——矿车阻力系数;

f_2 ——星形轮在夹紧器的阻力系数,一般取0.05。

2.1.1.5 无极绳运输实例

走马岭铁矿无极绳运输系统布置见图1-2-1,其主要参数:

年运输能力	20万t;
重车线长度	1164m;
空车线长度	1431m;
重车线矿车数	17辆;
空车线矿车数	22辆;
矿车间距	64m;
相邻矿车间隔时间	85s;
钢丝绳	6×7+1-φ21.5-155。

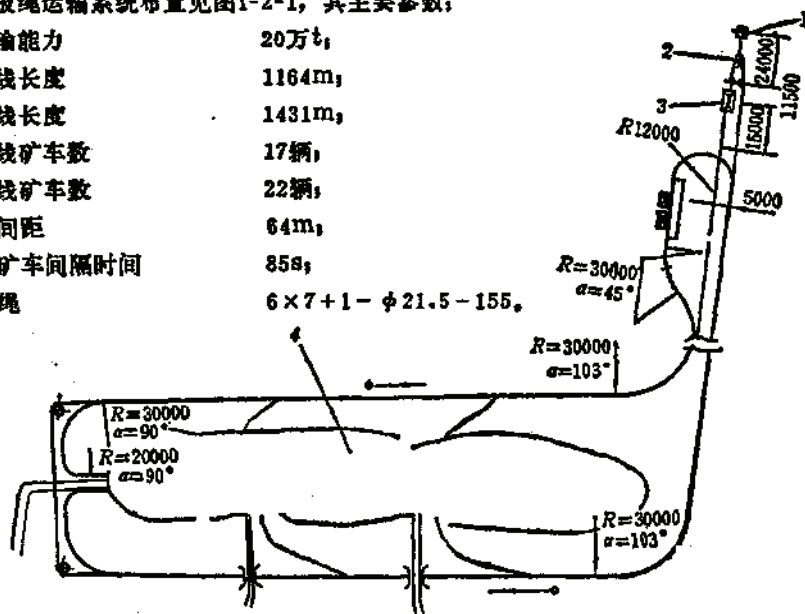


图 1-2-1 走马岭铁矿无极绳运输系统图

1—拉紧装置; 2—尾轮; 3—绞车房; 4—采矿场

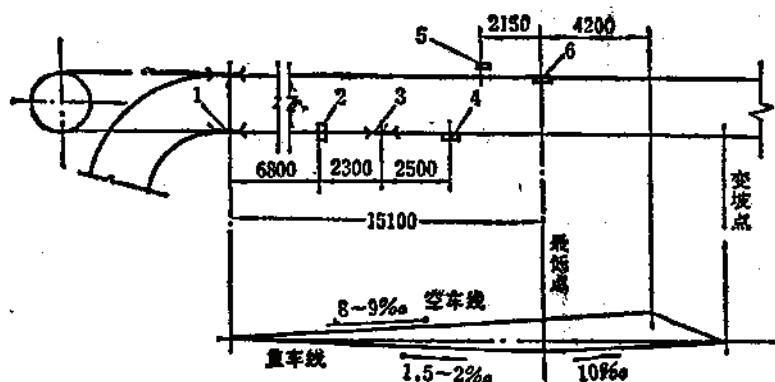


图 1-2-2 湖田石灰石矿上部车场布置图

1— $\phi 400$ 导向轮；2—挡车器；3—抬绳轮；4—夹紧器；5—预紧器；6—松开器

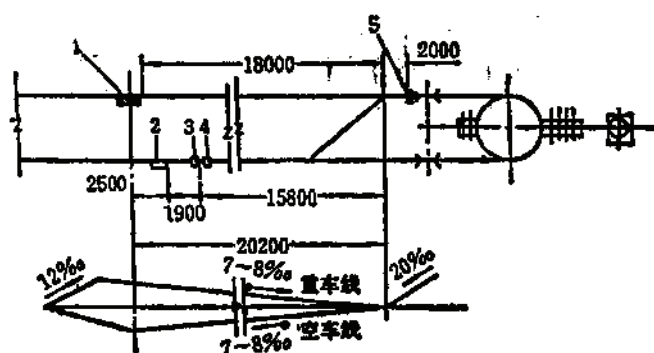


图 1-2-3 西智石灰石矿下部车场布置图

1—松开器；2—夹紧器；3—托辊；4—扶钩器；5—弹簧缓冲器

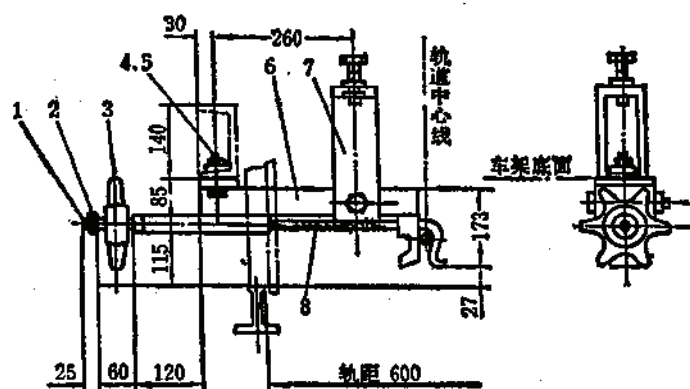


图 1-2-4 联结器

1—活动臂；2—挡环；3—星轮；4—螺钉；5—螺母；6—固定臂；7—紧固轴；8—拉紧弹簧

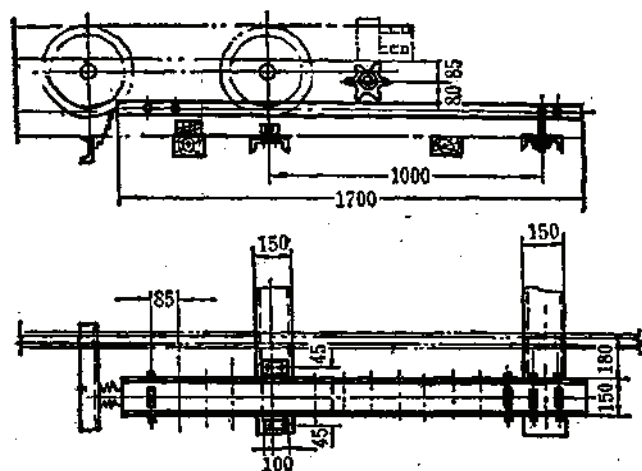


图 1-2-5 庙岭石灰石矿自动夹紧器

2.1.2 无极绳运输计算及设备选择

2.1.2.1 无极绳运输生产能力

无极绳运输的生产能力主要根据车场机械或自溜供车的方法及矿车摘挂钩所需的间隔时间确定；若机械摘挂时，其矿车间隔时间 $\theta = 15 \sim 22\text{s}$ ，当手动摘挂时， $\theta = 25\text{s}$ 。其生产能力计算见下表。

生产能力计算

表 1-2-2

项 目	公式及符号	项 目	公式及符号
1 年运输能力(t/a)	A	9 矿车装满系数	$C_m = 0.9$
2 年工作日(d)	t_r	10 矿车最大装载量(kg)	$Q_{max} = V_r \rho$
3 日工作小时数(h)	t_s	11 矿车有效装载量(kg)	$Q = C_m V_r \rho$
4 运输不平衡系数	$C = 1.2 \sim 1.25$	12 矿车运行速度(m/s)	v
5 小时运输能力(t/h)	$A_s = \frac{CA}{t_r t_s}$	13 线路长度(m)	L
6 矿车容积(m ³)	V_r	14 矿车间隔时间(s)	$\theta = \frac{L_j}{v} = \frac{3.6Q}{A_s}$
7 矿车质量(kg)	Q_s	15 矿车间距(m)	$L_j = \theta v$
8 松散矿石密度(kg/m ³)	ρ	16 每股线路上的矿车数	$n = \frac{L}{L_j}$

2.1.2.2 钢丝绳的选择

钢丝绳一般选用外丝粗的耐磨性好的钢丝绳，如 6×7 型钢丝绳。为联结可靠，钢丝绳直径不宜小于14mm。

钢丝绳每米质量 P_s (kg/m)，

$$P_s = \frac{n(Q_{max} + Q_s)(\sin \beta \pm f_1 \cos \beta) + S_{min}/g}{\frac{11.3\sigma}{m} - L(\sin \beta \pm f_2 \cos \beta)} \quad (1-2-2)$$

$$\beta = \frac{\beta_1 L_1 + \beta_2 L_2 + \dots + \beta_n L_n}{L_1 + L_2 + \dots + L_n} \quad (1-2-3)$$

式中

P_s ——钢丝绳每米质量, kg/m;

β ——运输线路各段倾角加权平均值;

σ ——钢绳的抗拉强度, MPa,

一般采用 $\sigma = 1370 \sim 1570 \text{ MPa}$;

$S_{\min}$ ——钢丝绳的最小拉力, 应不小于 $2500 \sim 3000 \text{ N}$;

m ——钢丝绳的安全系数, 一般取 $m \geq 3.5$;

f_1 ——矿车运行阻力系数,

滚动轴承时取 $0.008 \sim 0.01$,

滑动轴承时取 $0.012 \sim 0.015$;

f_2 ——钢丝绳运行阻力系数,

钢丝绳在托辊上取 $0.15 \sim 0.2$,

钢丝绳在地面上取 $0.4 \sim 0.6$,

部分在托辊上和部分在地面上取 $0.25 \sim 0.4$;

$\pm$ ——向上运行时取正号, 向下运行时取负号;

$\beta_1, L_1, \dots, \beta_n, L_n$ ——线路各段的倾角和长度。

钢丝绳的安全系数的校核:

$$m < \frac{Q_p}{S_{j\max}} \quad (1-2-4)$$

式中 Q_p ——钢丝绳全部钢丝破断力总和, N;

$S_{j\max}$ ——运输系统中最大静拉力, N。

2.1.2.3 拉力及电动机功率计算

根据无极绳线路布置分别按表1-2-3计算。

2.1.2.4 防滑验算

当重车下放减速制动时, 钢绳沿绞车的卷筒不得发生滑动现象, 以表1-2-3d为例, 应满足下列条件:

$$\frac{S_{\max}}{S'_{\min}} < e^{\mu\alpha} \quad (1-2-5)$$

$$S_{\max} = S_1 + m_s \frac{v}{t} \quad (1-2-6)$$

$$S'_{\min} = S_1 - m_k \frac{v}{t} \quad (1-2-7)$$

$$m_s = n(Q_{\max} + Q_k) + P_s L \quad (1-2-8)$$

$$m_k = nQ_k + P_s L \quad (1-2-9)$$

式中 e ——自然对数的底 2.71828 ;

μ ——摩擦系数, 生铁轮缘为 $0.12 \sim 0.14$,

镶木材或皮革轮缘时为 $0.16 \sim 0.18$,

α ——钢丝绳在卷筒上的围包角;

表 1-2-3

拉力及电动机功率计算

图 例	沿水平线路运输		沿倾斜线路重车上坡运输		沿倾斜线路重车下坡运输	
						
条 件	$F_z > 0, F_R > 0$ $F_z < 0, F_R > 0$ $ F_z < F_R$	$F_z < 0, F_R > 0$ $ F_z > F_R$	$F_z > 0, F_R < 0$	$F_z < 0, F_R > 0$ $ F_z > F_R$	$F_z < 0, F_R > 0$ $ F_z > F_R$	$F_z < 0, F_R > 0$ $ F_z < F_R$
计 算 项 目	公 式					
重车段阻力 (N)	$F_z = [n(Q_{max} + Q_R)(f_1 - i) + P_0 L f_1]g$					
空车段阻力 (N)	$F_R = [nQ_R(f_1 + i) + P_0 L f_1]g$					
最小张力点确定 (N)	$S_2 = S_{min}$	$S_2 = S_{min}$	$S_2 = S_{min}$	$S_2 = S_{min}$	$S_2 = S_{min}$	$S_2 = S_{min}$
各点张力计算 (N)	$S_1 = S_{min}$ $S_1 = KS_2$ $S_1 = KS_2$ $S_2 = S_1 + F_R = KS_2 + F_R$ $S_2 = KS_1 = K(KS_2 + F_R)$ $S_1 = S_2 + F_z = K \times (KS_1 + F_R) + F_z$	$S_1 = KS_2$ $S_1 = S_{min}$ $S_1 = KS_2$ $S_2 = S_1 + F_z = KS_2 + F_z$ $S_2 = \frac{S_1 - F_z}{K}$ $S_1 = \frac{S_2 - F_R}{K}$	$S_1 = KS_2$ $S_1 = S_{min}$ $S_1 = KS_2$ $S_2 = S_1 + F_z = KS_2 + F_z$ $S_2 = \frac{S_1 - F_R}{K}$ $S_1 = \frac{S_2 - F_R}{K}$	$S_1 = KS_2$ $S_1 = S_{min}$ $S_1 = KS_2$ $S_2 = S_1 + F_z = KS_2 + F_z$ $S_2 = \frac{S_1 - F_R}{K}$ $S_1 = \frac{S_2 - F_R}{K}$	$S_1 = KS_2$ $S_1 = S_{min}$ $S_1 = KS_2$ $S_2 = S_1 + F_z = KS_2 + F_z$ $S_2 = \frac{S_1 - F_R}{K}$ $S_1 = \frac{S_2 - F_R}{K}$	$S_1 = KS_2$ $S_1 = S_{min}$ $S_1 = KS_2$ $S_2 = S_1 + F_z = KS_2 + F_z$ $S_2 = \frac{S_1 - F_R}{K}$ $S_1 = \frac{S_2 - F_R}{K}$
张力校验	$S_1 \leq S_1 e^{\mu \alpha}$ $T = S_1 + S_2$ $F = S_1 - S_2$	$S_1 \leq S_1 e^{\mu \alpha}$ $T = S_1 + S_2$ $F = S_1 - S_2$	$S_1 \leq S_1 e^{\mu \alpha}$ $T = S_1 + S_2$ $F = S_1 - S_2$	$S_1 \leq S_1 e^{\mu \alpha}$ $T = S_1 + S_2$ $F = S_1 - S_2$	$S_1 \leq S_1 e^{\mu \alpha}$ $T = S_1 + S_2$ $F = S_1 - S_2$	$S_1 \leq S_1 e^{\mu \alpha}$ $T = S_1 + S_2$ $F = S_1 - S_2$
电动机功率 (kW)	$N' = \frac{K_0 F v}{1800 \eta}$	$N' = \frac{K_0 F v}{1000}$	$N' = \frac{K_0 F v}{1000 \eta}$	$N' = \frac{K_0 F v}{1000}$	$N' = \frac{K_0 F v}{1000}$	$N' = \frac{K_0 F v}{1000 \eta}$

注: K ——钢丝绳绕导向轮阻力系数, 取 1.05~1.07; K_0 ——功率备用系数, 取 1.2~1.3; η ——传动效率, 取 0.75~0.8; i ——线路坡度, $\% ; v' = (1.05 \sim 1.06)v$; 公式中, 向上运行时取正号, 向下运行时取负号。

t ——减速制动时间, S。

$e^{u'}$ 值按表1-2-4选取。

$e^{u'}$ 值 表

表 1-2-4

α (rad)	μ	0.12	0.14	0.16	0.18
π		1.48	1.55	1.65	1.78
1.35π		1.6	1.73	1.87	2.03
1.6π		1.76	1.93	2.12	2.34
1.75π		1.94	2.16	2.41	2.69
2.0π		2.12	2.41	2.72	3.09
2.25π		2.34	2.69	3.09	3.55
2.5π		2.67	3.0	3.51	4.1
2.75π		2.8	3.35	3.98	4.71
3.0π		3.09	3.75	4.51	5.45
4.0π		4.53	5.8	7.47	9.6

2.1.2.5 设备选择

无极绳绞车的选择应计算无极绳运输系统中钢绳的静载荷不得超过所选用的绞车最大静拉力和最大静拉力之差,其卷筒直径应不小于50倍钢绳直径。尾轮直径应不小于50倍钢绳直径,导向轮直径应不小于20倍钢绳直径。托辊直径应不小于8倍钢绳直径。

无极绳绞车技术规格见表1-2-5。

变向轮、尾轮车、拉紧重锤、下绳式联结器、压绳轮、导绳轮、立辊和托辊等见表1-2-6~表1-2-10。

无极绳绞车技术规格

表 1-2-5

型 号	主动轮直径 (mm)	钢丝绳最大张力 (N)	两绳张力差 (N)	钢丝绳直径 (mm)	减 速 比	绳速 (m/s)	电 动 机		设备 质量 (kg)	全套 设备 价 (元)	生 产 厂
							型 号	功率 (kW)			
JW $\frac{500}{33}$	500	11770	9810	13	32.73	0.8	BJO ₂ 52-6	13		6000	山西省临汾 煤机厂
JW $\frac{950}{48}$	950	24520	19615	18.5	48	1	BJO ₂ 72-6	22		9800	山西省临汾 煤机厂
JW $\frac{1200}{60}$	1200	34325	29420	21.5	60	1	BJO ₂ 82-6	40		12370	山西省临汾 煤机厂
JW $\frac{1600}{80}$	1600	58840	49035	28	76	1.08	JO ₂ 92-6	75		19800	山西省临汾 煤机厂

变向轮规格

表 1-2-6

轮 径 (mm)	许用拉力 (N)	钢丝绳直径 (mm)	外形尺寸 (mm)			质 量 (kg)	图 号	资 料 来 源
			长	宽	高			
φ400		17	890	480	200	73	28采机8	①
φ500	27460	21.5	500	500	208	300	档01277	②
φ600		32.5	φ800		704	233	T-KJ-82-32	③
φ800	29420	25	φ800		360		6备3	①

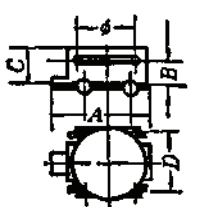
① 鞍山黑色冶金矿山设计研究院。

② 兰州有色冶金设计研究院。

③ 沈阳铝镁设计研究院。

尾轮车规格

表 1-2-7

图 形	轮径 Φ (mm)	许 用 力 拉 力 (N)	钢丝绳 直 径 (mm)	轴距 D (mm)	质量 (kg)	外形尺寸 (mm)			图 号	使用地点	资 料 来 源
						A	B	C			
	600	24515	18.5	600	238	500	335		6备42		①
	1180	19615	28	600	763	1980		650	档0111		②
	1480		17	600	763	2320	468	650	6备35		③
	1500		30	600	855	2320	468	650	6备68		④
	1500		30	600	583	φ1573	302		T-KJ-82-3	山西孝义铝矿	⑤
	1800		25	762	985		481		1458	洛阳水泥厂	

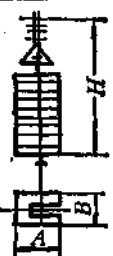
① 鞍山黑色冶金矿山设计研究院。

② 兰州有色冶金设计研究院。

③ 沈阳铝镁设计研究院。

拉紧重锤规格

表 1-2-8

	总质量 (kg)	重锤每片 质 量 (kg)	重 锤 片 数 (片)	外形尺寸 (mm)			图 号	使用地点	资 料 来 源
				A	B	H			
	1886.9	200	9	1000	1000		28采机11		①
	1849.76	193.6	9	500	560	2255	6备36		①
	1764	188	9	φ1000	1986		档0112		②
	4150	90	42	φ1000	1000		档01280	银川调车系统	②
	4173	32.5	120	φ800		1500	T-KJ-82-26		③

① 鞍山黑色冶金矿山设计研究院。

② 兰州有色冶金设计研究院。

③ 沈阳铝镁设计研究院。

下绳式联结器规格

表 1-2-9

类 型	许用拉力 (N)	适用坡度	钢 丝 绳 直 径 (mm)	质 量 (kg)	图 号	使用地点	资料来源
自 动		8°	22~24	40.8	6备253	西智石灰石矿	①
自 动		6°26'	18.5~21.5	20.6	6备252	湖田石灰石矿	①
手 动	4905		15.5~37	12.65	6备58		①
手 动	9810	<20°	<21.5	10	档0113-2		②
手 动	9810	<20°	<28.5	10	档0113-4		②

① 鞍山黑色冶金矿山设计研究院。

② 兰州有色冶金设计研究院。

导绳轮、压绳轮、立辊、托辊

表 1-2-10

名 称	直 径 (mm)	允 许 力 (N)	钢 丝 绳 直 径 (mm)	外形尺寸(mm)			质量 (kg)	图 号	使 用 地 点	资 料 来 源
				长	宽	高				
压绳轮	500	39225	15~18.5	360	320	560	66.5	档0121		①
导绳轮	400		17	480	270	440	50.1	28采机6		②
导绳轮	600		17	635	600	652	62.85	6备1		②
导绳轮	750	49035	26	236	270	378	215	档01279		①
压绳轮	150	13730	16~21.5	840	140	210	41.8	档0120		①
压绳轮	150	13730	16~21.5	840	140	265	47.4	档0119		①
立 辊	φ150×70	294200	21	820	300	1070	60	标备8	瓦房子锰矿	③
立 辊	φ160×90			800	160	132	50	矿备轮61		④
立 辊	φ160×183			830	160	216	52.4	焦大采机参12		④
立 辊	200	353040	31	850	400	570	90	标备4	瓦房子锰矿	⑤
立 辊	294		32.5	600	400	440	103	T-KJ-82-81		⑤
托 辊	120		32.5	848	220	195	62.1	T-KJ-82-56		⑤

注：①兰州有色冶金设计研究院；②鞍山黑色冶金矿山设计研究院；③鞍钢矿山公司设计研究院；④长沙黑色冶金矿山设计研究院；⑤沈阳铝镁设计研究院。

2.2 调度绞车

调度绞车是用于矿山地面和地下调度车辆及其他辅助运输，适于不长的距离内移动矿车；为监视矿车装载或卸载情况，防止撒落物料，应能装载处（或卸载处）远距控制调度绞车。国内调度绞车应用实例见表1-2-11。

国内调度绞车应用实例

表 1-2-11

序 号	使用地点 名 称	调车形式	调车 距离 (m)	调 度 绞 车 规 格								资料来源	
				型 号	钢绳 速度 (m/s)	牵 引 力 (N)	钢绳 直径 (mm)	卷筒 直径 (mm)	卷筒 宽度 (mm)	电动机 型 号	功率 (kW)		绞车 质量 (kg)
1	山西铝 厂孝义铝 矿	无极 绳式中 心牵引	500	JDM- 20C	0.15	196135	φ 35	φ 600	280	JO ₂ - 290M	30	绞车 4500 小车 15150	沈阳铝镁 设计研究院 T-kJ-82 7303-kJ-43
2	锦州发 电厂 唐山陡 河发电厂	有极 绳式铁 牛牵引	50	30t 前 牵 式	工 作0.5 返回 1.25	294200	φ 46.5	φ 2000	1200	JZR ₂ -73 -10	大 2×100 小 2×30	重铁牛 7505 全套 56000	大连重型 机器厂6126
				8t 推 进 式	工 作0.75 返回 1.5	78455	φ 31	φ 1400	1000	JZR ₂ -71 -10	大 63 小 22	空铁牛 6215 全套 31000	大连重型 机器厂6119
3	北票矿务局 台吉煤矿 铁法矿务局 大隆煤矿	无极绳式 侧面牵引	250	JDD ₂ -22	0.11	131410	φ 22.5	φ 450	282	JO ₂ -72 -6	22	1500	沈阳煤矿 设计研究院 S1078-365
4	宁夏白芨沟 煤矿	单 钩 式 侧面牵引	200	回程 JD-0.5 牵引 JD-1	回程 0.45~ 0.517 牵引 0.432	9805	φ 12.5	回程 φ 200 牵引 φ 220	回程 270 牵引 307	JO ₂ -32 -4T ₂	回程 3 牵引 11.4	回程 220 牵引 550	

2.2.1.2 侧面牵引

侧面牵引布置简单, 故获得广泛应用, 如北票台吉煤矿和大陆煤矿等以及矿山和烧结厂的转载站都采用这种调车方式, 应用效果较好。

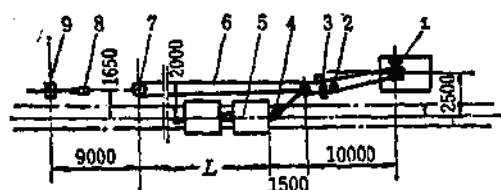


图 1-2-9 无极绳调度绞车侧面牵引布置图

1—调度绞车; 2—垂直导向轮; 3—托辊; 4—钢丝绳连接环; 5—矿车; 6—钢丝绳; 7—迂回轮; 8—调整丝杆; 9—固定桩

装车时间每车为1~1.5min。一般列车车辆数约12~27辆, 根据车辆数则可求得一次调车所需的时间及调车股道的长度。

小时调车生产能力 $Q_s(t)$,

$$Q_s = \frac{60Q}{t_s} \quad (1-2-10)$$

式中 Q ——自翻车的装载量, t ;
 t_s ——一辆自翻车的装车时间(包括移动和对位时间), 一般取1~1.5min;
 调车股道的长度 $L_s(m)$,

$$L_s = L_f + nL_o + L_r \quad (1-2-11)$$

式中 L_f ——机车长度, m ;
 L_o ——自翻车长度, m ;
 L_r ——列车停车附加长度, m 。

2.2.2.2 牵引计算

无极绳调度绞车牵引计算与无极绳运输相似。现把无极绳调度绞车系统简化如图1-2-10, 并按表1-2-12进行计算。

2.2.2.3 钢丝绳的选择

钢丝绳选用6×7型、6×19型钢丝绳, 钢丝绳最大静拉力按下式校核:

$$S_{jmax} < \frac{Q\rho}{m} \quad (1-2-12)$$

式中 $Q\rho$ ——钢丝绳全部钢丝破断力总和, N ;
 S_{jmax} ——钢丝绳最大静力(取表1-2-12的各点张力中的最大值), N ;
 m ——钢丝绳的安全系数, 取2.5~3。

2.2.2.4 设备选择

根据上述计算的钢丝绳的静载荷和容绳量不得超过调度绞车的容许值, 调度绞车技术规格见表1-2-13, 铁牛技术规格见表1-2-14。

电动机功率 $N'(kW)$,

2.2.2 调车生产能力和牵引计算

2.2.2.1 调车生产能力

调车生产能力主要由外部运输列车运行周期时间而定, 其中列车装车时间或列车卸车时间, 即是调度绞车的工作时间。

若矿仓采用闸门装50~60t自翻车时, 其

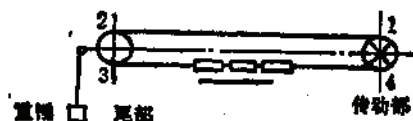


图 1-2-10 无极绳调度绞车计算简图

1、2、3、4—张力点

无极绳调度绞车牵引计算

表 1-2-12

序号	计算项目	公 式、符 号
1	重车段阻力 (N)	$W_z = [n(Q + Q_K) + Q_z](f_1 \pm i)g + P_s g L f_2$
2	空线段阻力 (N)	$W_K = P_s g L f_2$
3	各点张力计算 (N)	$S_1 = S_{min}$ $S_2 = S_1 + W_K = S_{min} + W_K$ $S_3 = K S_2 = K(S_{min} + W_K)$ $S_4 = S_3 + W_z = K(S_{min} + W_K) + W_z$ $S_4 = S_1 e^{\mu \alpha}$ 解联立方程式, 求出 S_1 值代入上式中求出各点力 式中: n ——矿车或准轨车辆数量, 辆; Q ——装载量, t; Q_K ——车辆质量, t; Q_z ——牵引小车质量, t; i ——坡度, %; P_s ——牵引钢丝绳每米质量, kg/m; L ——调车距离, m; K ——钢丝绳绕过迂回轮的阻力系数, 1.05~1.07; f_1 ——车辆起动和运动阻力系数, 取10~12; f_2 ——钢丝绳运行阻力系数, 钢丝绳全部支承在托辊上取0.15~0.2; 钢丝绳局部支承在托辊上取0.25~0.4; 钢丝绳全部在底板和枕木上运行取0.4~0.6; e ——2.71828; μ ——钢丝绳与摩擦轮间的摩擦系数, 取0.1~0.16; α ——钢丝绳缠绕在摩擦轮上的圈包角, rad; $F = S_4 - S_1$ $G = S_2 + S_4$
4	设备传动拉力 (N)	
5	拉紧装置拉力 (N)	

调度绞车技术规格

表 1-2-13

	钢丝绳拉力 (N)	卷筒 (mm)		容绳量 (m)	钢丝绳		配套电机		外形尺寸 (mm)			质量 (kg)	参考价格 (元)	生产厂
		直径	宽度		直径 (mm)	速度 (m/min)	型 号	功率 (kW)	长	宽	高			
JD-4.5	3925	200	289	400 (300)	9.3 (12.5)	12~49.2	JBj-4.2	4.2	975	650	700	486	4100	①②
JD-11.4	9810	225	307	400	12.5	26~82	JBj-11.4 JOJ-11.4	11.4 11.4	1100	765	730	640	4200 3800	①②
JD-25	17650	310	400	400	15	46~84	YBJ-25	25	1430	1210	1250	1410	7500	②③
JD-40	29420	500	580	650	20	60~96	JDSB-40	40	1985	1500	1420	2655	19500	②
JD-55	44130	620	600	750	21.5	51~75	BCH80~280M	55	2500	2645	1645	4700	19500	②
JDM-200	196135	600	280		31	9	JO ₃ -200M	30	2235	1898	1300	4500	28750	④
2JDM-200	196135	600	280		31	9	JO ₃ -200M	30	2235	1898	1300	5000	32200	④
JDY-40	78455	730					JO ₃ -82-4	40					40000	④

注: ①重庆矿山机械厂; ②锦州矿山机械厂; ③佳木斯矿山机械厂; ④徐州矿山机械厂。

$$N' = \frac{(S_1 - S_2)v}{1000\eta} \quad (1-2-13)$$

式中 v ——调车速度，一般取0.15~0.3m/s；

η ——传动效率，取0.75~0.8。

调度绞车的附属设备与无极绳运输相同，参照无极绳运输的规定选取。

铁牛技术规格

表 1-2-14

项 目	前牵式重车铁牛	前牵地沟式重车铁牛	后推式重车铁牛	空车铁牛
最大牵引力(kN)	147	294	147	78
推送距离(m)	40	40	330	25~40
推送速度(m/s)	0.5	0.5	0.5	0.75
返回速度(m/s)	1.25	1.25	1.25	1.5
钢丝绳直径(mm)	40.5	46.5	40.5	31
卷筒直径(m)	1.8	2	无极绳式1.8	1.4
设备总质量(t)	45.67	65	49.7	28.2
电动机	JZR ₂ 73-10 100kW	JZR ₂ 73-10 100kW	JZR ₂ 73-10 100kW	JZR ₂ 71-10 63kW
	JZR ₂ 61-10 30kW	JZR ₂ 61-10 30kW	JZR ₂ 61-10 30kW	JZR ₂ 51-8 22kW
铁牛	轨距(mm)	900	900	900
	轴距(mm)	2500	8000	2500
	轮径(mm)	700	700	700
推车器	推力(kN)	9.8		
	速度(m/s)	1		
	距离(m)	20		
	电机	JZR ₂ 51-8 22kW		

注：大连重型机器厂制造。

第三章 带式输送机运输

责任编写单位 化工矿山设计研究院

参加编写单位 秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

编写人 范玉升 许重和 刘万慎 李有文

目前带式输送机已广泛应用于国民经济各个部门,近年来在露天矿和地下矿的联合运输系统中带式输送机又成为重要的组成部分。本章主要介绍:钢绳芯带式输送机、钢绳牵引胶带输送机和排弃场的连续输送设施等。

这些输送机的特点是输送能力大(可达3万t/h),适用范围广(可运矿石、煤炭、岩石和各种粉状物料,特定条件下也可运人),安全可靠,自动化程度高,设备维护检修容易,爬坡能力大(可达16°),经营费用低,由于缩短运输距离可节省基建投资。

目前,带式输送机的发展趋势是:大运输能力、大带宽、大倾角、增加单机长度和水平转弯、合理使用胶带张力、降低物料输送能耗、清理胶带的最佳方法等。

3.1 钢绳芯带式输送机

3.1.1 概 述

我国已于1978年完成了钢绳芯带式输送机的定型设计,近年来由于采矿工业的不断发展,如昆阳磷矿、云浮硫铁矿、大孤山铁矿、石人沟铁道、峨口铁矿、山西铝厂、德兴铜矿和冀东水泥厂等先后采用了钢绳芯带式输送机,扩大了我国带式输送机的使用范围。

钢绳芯带式输送机的构成见图1-3-1。

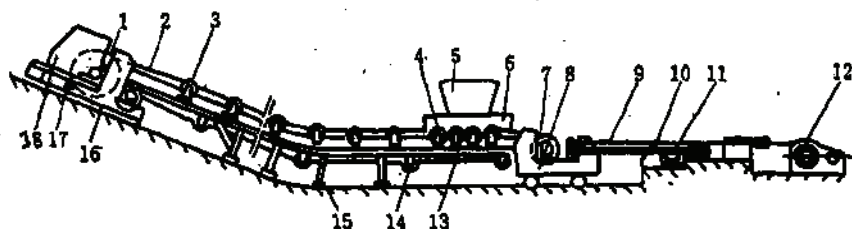


图 1-3-1 钢绳芯带式输送机结构示意图

1—传动滚筒; 2—输送带; 3—上托辊; 4—缓冲托辊; 5—漏斗; 6—导料挡板; 7—改向滚筒; 8—拉紧小车; 9—拉紧钢丝绳; 10—滑轮组架; 11—滑轮; 12—拉紧胶车; 13—空段清扫器; 14—下托辊; 15—中间架; 16—机架; 17—弹簧清扫器; 18—头罩

钢绳芯带式输送机的适用范围:

- (1) 适用于环境温度一般为 $-40^{\circ}\text{C} \sim +40^{\circ}\text{C}$; 在寒冷地区驱动站应有采暖设施;
- (2) 可做水平运输、倾斜向上 (16°) 和向下 ($10^{\circ} \sim 12^{\circ}$) 运输, 也可转弯运输; 运输距离长, 单机输送可达 15km ;
- (3) 可露天敷设, 运输线可设防护罩或设通廊;
- (4) 输送带伸长率为普通带的 $1/5$ 左右, 其使用寿命比普通胶带长; 其成槽性好, 运输能力大。

DX系列钢绳芯胶带有七种规格, 十四种带强, 见表1-3-1。

带宽带强组成表

表 1-3-1

带 宽 B (mm)	产 品 代 号	胶 带 强 度 GX (kN/cm)													
		6.5	8	10	12.5	16	20	25	30	35	40	45	50	54.5	60
		胶 带 许 用 最 大 张 力 (kN)													
800	DX3	52	64	80	100	128	160	200	240	280	320	360	400	436	480
1000	DX4		80	100	125	160	200	250	300	350	400	450	500	545	600
1200	DX5			120	150	192	240	300	360	420	480	540	600	654	720
1400	DX6				175	224	280	350	420	490	560	630	700	763	840
1600	DX7					256	320	400	480	560	640	720	800	872	960
1800	DX8					288	360	450	540	630	720	810	900	981	1080
2000	DX9						400	500	600	700	800	900	1000	1090	1200

注: 按安全系数 $m=10$ 计算。

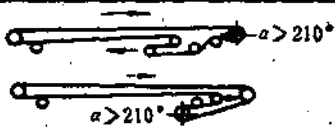
布置原则

- (1) 尽量采用单滚筒驱动, 采用多滚筒驱动功率配比应按等驱动功率单元法分配;
- (2) 双滚筒驱动不宜采用S型布置, 以提高胶带和滚筒的寿命, 并可避免物料粘结到驱动滚筒上, 影响功率的平衡;
- (3) 拉紧装置一般布置在胶带张力最小处;
- (4) 胶带在驱动滚筒上的围包角的确定, 主要根据布置的可能性, 并符合等驱动功率单元法的圆周力分配的要求;
- (5) 输送机在纵断面尽可能布置成直线形, 尽量避免有过大的凸弧或深凹弧的布置形式, 以利正常运行。

输送机典型布置见表1-3-2。

带式输送机典型布置

表 1-3-2

型 式	传 动 方 式	典 型 布 置 简 图	出 轴 形 式 与 功 率 配 比
水平输送	单滚筒传动		单出轴单电机 双出轴双电机

续表

型 式	传 动 方 式	典 型 布 置 简 图	出轴形式与功率配比
水平输送	双滚筒传动		功率配比: $N_1, N_2 = 1:1$ $N_1, N_2 = 2:1$ $N_1, N_2 = 2:2$
	三滚筒传动		功率配比: $N_1, N_2, N_3 = 2:1:1$ $N_1, N_2, N_3 = 2:2:1$ $N_1, N_2, N_3 = 2:1:2$ $N_1, N_2, N_3 = 2:2:2$
向上输送	单滚筒传动		单出轴单电机 双出轴双电机
	双滚筒传动		功率配比: $N_1, N_2 = 1:1$ $N_1, N_2 = 2:1$ $N_1, N_2 = 2:2$
向下输送	单滚筒传动		单出轴单电机 双出轴双电机
	双滚筒传动		功率配比: $N_1, N_2 = 1:1$ $N_1, N_2 = 2:1$ $N_1, N_2 = 2:2$

注: α 是胶带在传动滚筒上的围包角(度)。

国内部分厂矿使用钢丝绳芯带式输送机实例

表 1-3-3

序号	使用单位	输送机长 (m)	倾角 (°)	带宽 (mm)	带强 (N/cm)	带速 (m/s)	物料 名称	块度 (mm)	输送能力 (t/h)	驱动 型式	电机型号 功率 (kW)	减速机 型号	投产 时间	
1	昆阳磷矿	574	-12°, -5°, +8°	800	10000	2.5	磷矿石	0~190	600~900	单滚筒, 单电机	JS114-4 115	ZHQ-850	1975.7	
2	昆阳磷矿	1261	-10°, -9°, -11°	800	16000	2	磷矿石	0~250	380	双滚筒, 二电机	JR114-4 115×2	ZL115 i=40	—	
3	云浮硫铁矿	447	-13	1000	16000	2	硫铁矿	0~40	750	单滚筒, 单电机	JR116-4 155	ZL115 i=35.5	1985	
4	云浮硫铁矿	470	-12	1200	16000	2	硫铁矿	0~350	750	单滚筒, 单电机	JR117-4 180	ZL115 i=35.5	1985	
5	云浮硫铁矿	530	-10°, +9	1000	16000	2	硫铁矿	粉矿	750	单滚筒, 单电机	JR116-4 155	ZL115 i=35.5	1985	
6	山西铝厂	1200	-12	1200	20000	2.2	石灰石	0~240	500	双滚筒, 三电机	JR136-6 220×3	ZL130	1986.9	图 1-3-4
7	石人沟铁矿	264	12°	1000	16000	2.5	铁矿石		930	双滚筒, 三电机	JS114-4 155×3	ZL100 i=31.5	1986	图 1-3-3
8	石人沟铁矿	278	6, 12	1000	16000	2.5	铁矿石		930	双滚筒, 三电机	JS114-4 155×3	ZL100 i=31.5	1986	
9	石人沟铁矿	392	5	1000	16000	2.5	铁矿石		930	双滚筒, 三电机	JS114-4 155×3	ZL100 i=31.5	1986	
10	冀东水泥厂	1831	高差 -43(m)	1000	8000	2.66	石灰石	0~25	700	单滚筒, 单电机	160		1984	日产
11	冀东水泥厂	4252	高差 1.4(m)	1000	14000	2.66	石灰石	0~25	700	三滚筒, 四电机	4×125	JR135-4 220×2	1984	日产
12	峨口铁矿	1368	高差 -9.4(m)	1200	20000	2	铁矿石	0~350	758	单滚筒, 双电机	JR136-4 220×2	2L130 i=40	1987	
13	德兴铜矿	1255	高差 -7(m)	1200	29420	4.33	铜矿石	0~300	2500	双滚筒, 三电机	700×3	1:25		
14	小龙潭露天煤矿布沼坝矿区	7133	最大上运倾角 14°30'	1200		4.00	煤			全线15条钢丝绳芯胶带机, 上运6条(最大角14°30', 水平9条。13条采用自动张紧装置。总装机容量8500kW。传动型式有一机、二机、三机、四机, 户外供电, 集中控制, 二进制编码启动)				

国外部分厂矿使用钢丝绳芯带式输送机实例

表 1-3-4

序号	名称	输送机长 (m)	高差 (mm)	带宽 (mm)	运输量 (t/s)	带速 (m/s)	带强 (N/cm)	物料 名称	驱动 型式	功率 (kW)	传动滚筒直径 (mm)	生产日期	备注
1	SELBY(英)	15000	1000	1300	3200	8.4	71000	煤	单滚筒, 二电机	2×5050	2700	1983	速度可变, 安全系数m=2.8
2	CALEDONIA	13172	-27	800	800	4.0	25000	铁矿	头、尾双滚筒	1875	1200	1970	
3	CALEDONIA	11120	-557	800	600	3.6		铁矿		800		1980	可弯曲R=1080m, v可变
4	REI GRECE	7500	-360	1000	1500	4.0		铁矿		1000		1981	速度可变
5	REICAN-ADA	7184	-524	1050	1800	6.0		煤		2600		1983	速度可变
6	REINDONESIA	6850	12	800	1000	4.0				800		1981	可弯曲R=6000m
7	REICAN-ADA	5547	-310	1050	1800	6.0		煤		2600		1983	可弯曲R=6000m, v可变
8	露天铁矿(苏联)	1695	33.4	1400	2500	2.6	40000	铁矿	双滚筒, 二电机	800×2	1250		立式配置绞车, 拉紧
9	露天煤矿(西德)			3000	30000	5.2	50000	煤	双滚筒, 二电机	1500×2			滑环式电机, 安全系数m=6~7

续表

序号	名称	输送机 (m)	高差 (mm)	带宽 (mm)	运输量 (t/s)	带速 (m/s)	带强 (N/cm)	物料 名称	驱动 型式	功率 (kW)	传动滚筒直径 (mm)	生产日期	备注
10	鸟形山石灰石矿(日)	7720	-32	900	1800	5.0	18000	石灰石	头部双滚筒, 尾部单滚筒	350×2 350×1	1400	1971	全线8条串联 总长22km
11	秋芳石灰石矿(日)	3220	-14	1000	1200	2.5	16000	石灰石		100×2 100×1	2000		全线7条串联 总长16.5km
12	秋芳石灰石矿(日)	3228	-76	1000	1200	2.5		石灰石		100×2 100×1			
13	茨城矿(日)	2664	575	900	500	2.75	50000		头部双滚筒	450×3	2000	1965	

国内外部分厂矿使用钢绳芯带式输送机实例见表1-3-3和表1-3-4。国内部分厂矿钢绳芯带式输送机系统布置图见图1-3-2至图1-3-4。

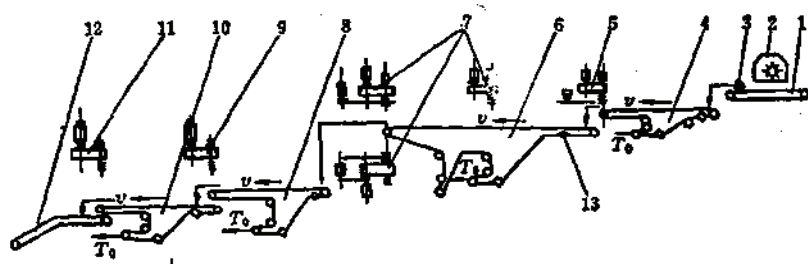


图 1-3-2 冀东水泥厂钢绳芯带式输送机系统布置图

1、12—普通带式输送机；2—破碎设备；3—磁铁分离器；4、6、8、10—钢绳芯带式输送机；5、7、9、11—输送机驱动装置；12—普通带式输送机；13—胶带翻转装置

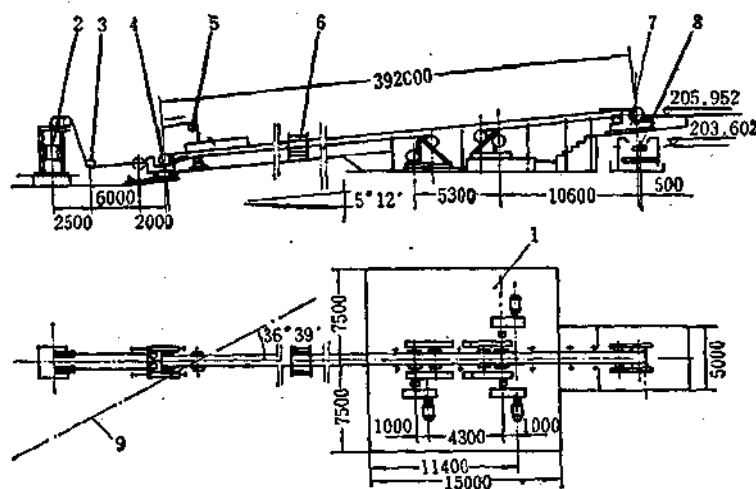


图 1-3-3 石人沟铁矿钢绳芯带式输送机系统布置图

1—驱动站；2—拉紧装置；3—滑轮；4—拉紧小车；5—受料胶带；6—跨梯；7—卸料点；8—4°带式输送机；9—2°带式输送机

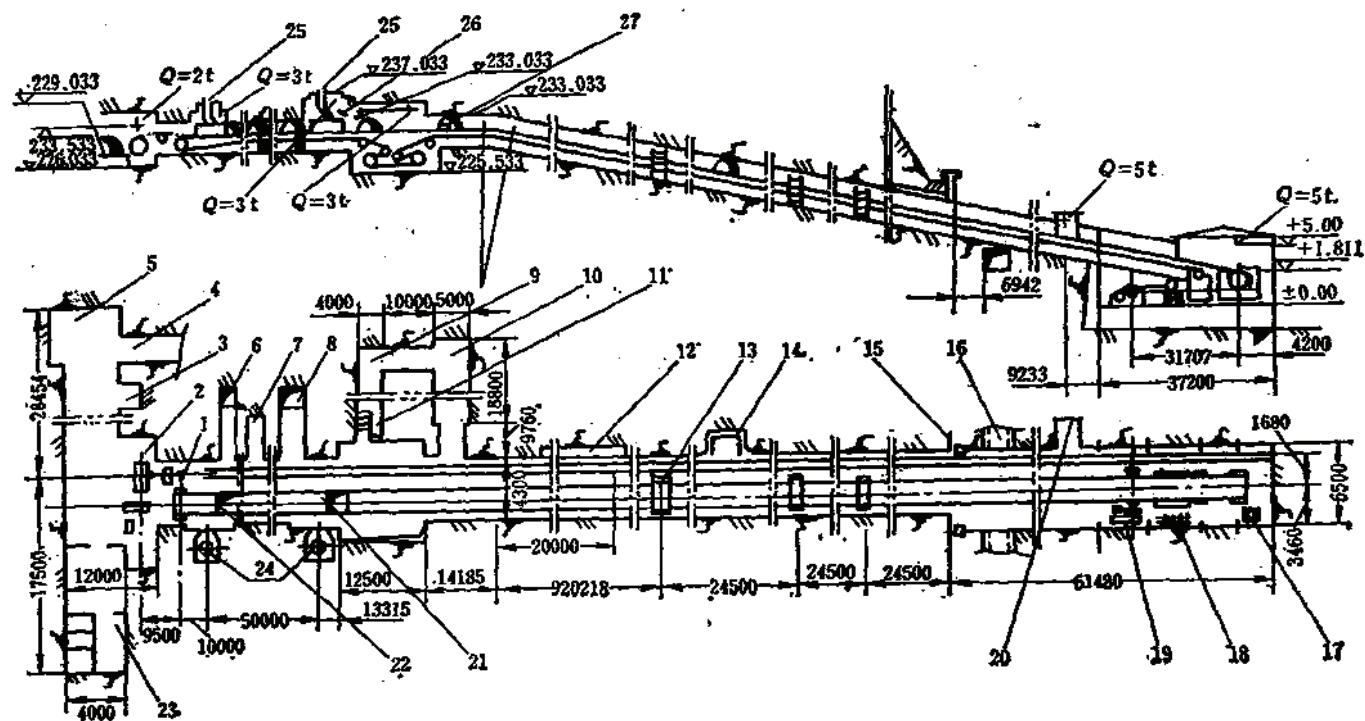


图 1-3-4 山西铝厂钢绳芯带式输送机配置简图

- 1—尾部装置侧室；2—卷扬机侧室；3—3^号加压泵站；4—斜风井；5—通风机侧室；6—检查天井；7—厕所；8—检查天井；9—低配电室；10—高配电室；11—输送机控制室；12—候车室；13—输送机过桥；14—2^号加压泵站；15—闸口；16—水渠；17—矿仓收尘设施；18—硫化器；19—绞车自动拉紧装置；20—候车室；21—2^号装矿侧室；22—1^号装矿侧室；23—电气侧室；24—溜井；25—装矿点；26—电视摄像头；27—电子皮带秤

3.1.2 主要参数的选择与计算

3.1.2.1 工作制度

输送机年工作时间一般取4500~5500小时。当二班工作和输送剥离物,且输送环节较多,宜取下限;当三班工作和输送环节少的矿石输送,并有储仓时,取上限为宜。

3.1.2.2 小时运输量计算

小时运输量 Q_h 按下式计算

$$Q_h \geq \frac{CA}{T_h} \quad (1-3-1)$$

式中 A ——年运输量, t/a ;

C ——给料不均系数。有储仓时 $C=1.1\sim 1.2$; 无储仓时 $C=1.2$;

T_h ——年工作小时数, 见3.1.2.1。

Q_h 还可根据输送机的带宽、带速及线路倾角按下式进行校验:

$$Q_h < K_\beta Q_0 \gamma \quad (1-3-2)$$

式中 K_β ——倾角系数, 见表1-3-5;

Q_0 ——水平运输量, m^3/h ; 见表1-3-6;

γ ——松散物料密度, t/m^3 ; 见表1-3-7。

有破碎站时, 输送机的小时运输量还应与破碎机的出矿能力相匹配。

输送机倾角系数

表 1-3-5

倾角 β	$\leq 6^\circ$	8°	10°	12°	14°	16°	18°
K_β	1.0	0.96	0.94	0.92	0.90	0.88	0.85

水平运输量

表 1-3-6

带 宽 $B_1(\text{mm})$	动 堆 积 角 ρ ($^{\circ}$)	带 速 $v(\text{m/s})$									
		1.6	2.0	2.5	3.15	4.0	5.0	6.0	7.0	8.0	9.0
		Q_0 (m ³ /h)									
800	10	308	385	481	606	770	963	1156	1348	1541	1734
	15	341	426	533	671	853	1066	1279	1492	1706	1919
	20	374	468	585	737	936	1171	1405	1639	1873	2108
	25	409	511	639	805	1022	1278	1534	1790	2045	2301
	30	444	555	694	875	1111	1389	1667	1945	2223	2501
1000	10	501	626	783	986	1253	1566	1879	2192	2506	2819
	15	554	692	865	1090	1385	1731	2077	2423	2770	3118
	20	607	759	949	1196	1519	1899	2279	2659	3039	3419
	25	662	828	1035	1305	1657	2071	2486	2900	3314	3729
	30	719	899	1124	1417	1799	2249	2699	3149	3599	4049
1200	10	735	919	1149	1448	1839	2298	2758	3218	3678	4138
	15	813	1016	1270	1601	2033	2541	3049	3557	4066	4574
	20	892	1115	1394	1756	2230	2788	3345	3903	4461	5018
	25	973	1216	1520	1916	2433	3041	3649	4257	4866	5474
	30	1056	1320	1651	2080	2641	3302	3962	4623	5283	5944

续表

带 宽 $B(\text{mm})$	动 堆 积 角 ρ (°)	带 速 $v(\text{m/s})$									
		1.6	2.0	2.5	3.15	4.0	5.0	6.0	7.0	8.0	9.0
		Q_s (m³/h)									
1400	10	1020	1275	1594	2009	2551	3189	3827	4465	5103	5741
	15	1127	1409	1761	2219	2819	3523	4228	4933	5638	6342
	20	1236	1545	1931	2434	3090	3863	4636	5409	6181	6954
	25	1347	1684	2106	2653	3369	4212	5054	5896	6739	7581
	30	1462	1828	2285	2880	3657	4571	5485	6400	7314	8228
1600	10	1349	1688	2108	2656	3372	4216	5059	5902	6745	7588
	15	1489	1862	2328	2933	3724	4656	5587	6518	7449	8381
	20	1633	2041	2562	3215	4083	5104	6125	7146	8167	9188
	25	1789	2225	2782	3505	4451	5564	6676	7789	8902	10015
	30	1932	2415	3018	3803	4830	6037	7245	8453	9660	10868
1800	10	1723	2153	2692	3392	4207	5184	6161	7138	8115	9092
	15	1902	2378	2973	3746	4756	5846	6936	8026	9116	10206
	20	2085	2607	3258	4108	5214	6417	7621	8824	10028	11232
	25	2273	2841	3551	4475	5682	7103	8524	9945	11366	12786
	30	2466	3083	3854	4856	6166	7708	9249	10791	12332	13874
2000	10	2142	2675	3348	4218	5357	6696	8035	9375	10714	12053
	15	2365	2957	3696	4667	5914	7393	8872	10350	11829	13308
	20	2593	3241	4051	5105	6482	8103	9724	11344	12965	14586
	25	2825	3532	4415	5563	7064	8831	10597	12363	14129	15896
	30	3066	3882	4790	6038	7665	9581	11498	13414	15330	17247

松散物料密度和安息角

表 1-3-7

物料名称	松散物料密度 (t/m³)	安 息 角		物料名称	松散物料密度 (t/m³)	安 息 角	
		运 动	静 止			运 动	静 止
磁铁矿	2.5~3.5	30°~35°	40°~45°	钾 精 矿	1.3~1.7	35°	40°
赤铁矿	2.0~2.8			铅 精 矿	1.3~2.4		
褐铁矿	1.2~2.1			铁 烧 结 块	1.4~1.6		
硫铁矿	1.5~3.5	30°~35°	40°~45°	粉 状 煤 砂	2.1~2.2	35°	45°~50°
石灰石(大块)	1.6~2.0			生 石 灰	1.7~1.8		
石灰石(中块)	1.2~1.5			磷 矿	1.5~3		
石灰石(小块)	1.2~1.5	30°	35°~45°	粘 土	1.7	35°	27°~45°
锰 矿	1.7~1.9			水 泥	0.9~1.7		
铜 矿	1.7~2.1			碎 石	1.32~2.0		
干 煤 灰	0.64~0.72	30°	40°	白 云 石	1.2~2.0	35°	40°~42°
烟 煤	0.8			碎白云石	1.3~1.9		
铜 精 矿	1.3~1.8			铁 砂(块)	2.2~2.5		
铅 精 矿	1.9~2.4						

3.1.2.3 输送带宽度

输送机带宽应根据输送能力按下式计算

$$B_1 \geq \sqrt{\frac{Q_s}{K_s K_v K_\gamma v}} \quad (1-3-3)$$

式中 B_1 ——输送带宽, m;

K_s ——断面系数, 见表1-3-9;

K_v ——速度系数, 见表1-3-10。

对于含有块状物料, 带宽按表1-3-8和下式校核:

$$B_1 \geq 2d_{\max} + 200 \quad (1-3-4)$$

式中 $d_{\max}$ ——物料最大块度, mm;

不同宽度胶带允许的物料最大块度(mm)

表 1-3-8

胶带宽度 (mm)	运 输 物 料 中 大 块 含 量(质量的百分率)						
	5	10	20	50	80	90	100
800	350	300	250	220	200	170	160
1000	450	380	350	300	250	220	200
1200	500	450	400	350	300	280	250
1400	600	500	450	400	350	330	300
1600	650	550	500	450	400	350	320
1800	700	600	550	500	450	400	350
2000	750	650	600	550	500	450	400

断 面 系 数 K_d

表 1-3-9

槽 角		20°					30°					45°				
动 堆 积 角		15°	20°	25°	30°	35°	15°	20°	25°	30°	35°	15°	20°	25°	30°	35°
B_1	800	270	300	340	380	415	335	360	400	435	470	400	420	450	480	505
	1000	290	315	360	400	440	355	380	420	455	500	420	440	475	505	535
(mm)	1200	300	330	370	410	455	360	395	430	470	510	430	455	490	520	560
	1400	310	340	380	420	465	370	405	440	480	520	440	465	500	530	570
(mm)	1600	320	350	390	430	475	380	415	450	490	530	450	475	510	540	580
	1800	330	360	400	440	485	390	425	460	500	540	460	485	520	550	590
(mm)	2000	340	370	410	450	495	400	435	470	510	550	470	495	530	560	600
	2200	350	380	420	460	505	410	445	480	520	560	480	505	540	570	610

速 度 系 数 K_v

表 1-3-10

v (m/s)	≤ 1.0	≤ 1.6	≤ 2.5	≤ 3.2	≤ 4.5
K_v	1.05	1.0	0.98~0.95	0.94~0.9	0.84~0.8

注: 当带速较小、动堆积角和块度较大时, 取大值。

断面系数 K_s 与输送机托辊槽角和物料的动堆积角有关, 动堆积角一般按静安息角的 50~70% 计算。

3.1.2.4 胶带速度

带速与带宽、输送能力、物料性质、块度和输送机的线路倾角有关。带速与带宽、物料性质的关系见表1-3-11和表1-3-12。

头部滚筒卸料时允许的最大速度

表 1-3-11

物 料 性 质	胶 带 宽 度 (mm)				
	800	1000	1200	1400	1600~2000
干的、尘状、粉状	1.0	1.25	1.25	1.6	1.6
脆性、块状的(粉碎会降低产品质量的)	2.0	2.0	2.5	2.5	3.15
粒状和粉状, 其中包括剥离的岩石	3.15	4.0	4.0, 5.0*	5.0, 5.0*	6.3*, 5.0
小块≤50(mm)	2.5	3.15	4.0	5.0	5.0
中块≤100(mm)					
轻 型	2.5	3.15	4.0	4.0	5.0
重 型	2.0	2.5	3.15	3.15	4.0**
大块=170~350(mm)					
轻 型	1.0	2.0	2.5	2.5	3.15**
重 型	1.25	1.6	2.0	2.0	2.5
特大块≥350(mm)			2.0	2.5**	2.5*

* 适用于排土机; ** 应采用柔性托辊组

坑内带式输送机的速度

表 1-3-12

带 宽 B (mm)	800	1000	1200	1600	2000
速 度 v (m/s)	1.6; 2.0	1.6; 2.0	2.0; 3.15	3.15	3.15

当输送机向上运输时, 倾角大, 带速应低; 下运时, 带速应更低; 水平运输时, 可选择高带速。带速的确定还应考虑输送机卸料装置类型, 当采用电动卸料车时, 带速不宜超过3.15m/s; 当采用犁式卸料器时, 带速不宜超过2m/s。

3.1.2.5 线路倾角

输送机的线路倾角, 上运时不宜超过16°, 下运时不宜超过12°。当物料含水量大、大块率高和带速高时, 倾角应小些。

3.1.2.6 输送机移动部分单位长度质量计算

1. 每米长度物料质量 q (kg/m);

$$q = \frac{Q_A}{3.6v} \quad (1-3-5)$$

2. 每米胶带质量 q_0 (kg/m);

$$q_0 = B_1 q_s \quad (1-3-6)$$

式中 q_s ——钢绳芯胶带每平方米质量, kg/m²。

青岛第六橡胶厂生产的钢绳芯胶带每米质量列如表1-3-13。

3. 每米机长上、下托辊转动部分质量 q' 、 q'' (kg/m)

$$q' = G'/L_1 \quad (1-3-7)$$

$$q'' = G''/L_2 \quad (1-3-8)$$

式中 G' 、 G'' ——分别为上、下托辊每组转动部分质量, kg;

L_1 、 L_2 ——分别为上、下托辊组间距, m, 见表1-3-14。

DX 系列托辊转动部分质量见表1-3-14。

108

钢丝绳芯胶带单位长度质量 (kg/m)

表 1-3-13

胶 带 强 度 (kN/cm)	钢 绳 直 径 (mm)	上下覆 盖胶厚 (mm)	胶 带 厚 度 (mm)	胶带重量 (kg/m ²)	带 宽 B , (m)						
					0.8	1.0	1.2	1.4	1.6	1.8	2.0
6.5	4.5	6+6	19	23.9	19.1						
8				24.3	19.4	24.3					
10				25	20.0	25.0	30.0				
12.5				25.7	20.6	25.7	30.8	36.0			
16	6.4	7+7	23	32.2	25.8	32.2	38.6	45.1	51.5	58.0	
20				33.7	27.0	33.7	40.4	47.2	53.9	60.7	67.4
25	7.4	8+8	27	40.2	32.2	40.2	48.2	56.3	64.3	72.4	80.4
30	7.6		28	41.9	33.5	41.9	50.3	58.7	67.0	75.4	83.8
35	8.3			43.6	34.9	43.6	52.3	61.0	69.8	78.5	87.2
40	8.6		29	46.6	37.3	46.6	55.9	65.2	74.6	83.9	93.2
45	9.1		30	49.8	39.8	49.8	59.8	69.7	79.7	89.6	99.6
50	10		30	51.8	41.4	51.8	62.3	72.6	82.9	93.2	103.6
54.5	10.6		32	55.9	44.7	55.9	67.1	78.3	89.4	100.6	111.8
60	11		32	57.9	46.3	57.9	69.5	81.1	92.6	104.2	115.8

托辊转动部分质量

表 1-3-14

带 宽 (mm)	托辊型式	G' (kg)	L ₀ ' (m)			G'' (kg)	L ₀ (m)	
			1.0	1.2	1.5		2.4	3.0
			q' (kg)				q'' (kg)	
800	铸 铁 座	14	14	11.7	9.3	12	5.0	4.0
800	冲 压 座	11	11	9.2	7.3	11	4.6	3.7
1000	铸 铁 座	22	22	18.3	14.7	17	7.1	5.7
1000	冲 压 座	17	17	14.2	11.3	15	6.3	5.0
1200	铸 铁 座	25	25	21.0	16.7	20	8.3	6.7
1200	冲 压 座	20	20	16.7	13.3	18	7.5	6.0
1400	铸 铁 座	47	47	39.2	31.3	39	16.3	13.0
1600	铸 铁 座	50	50	41.7	33.3	42	17.5	14.0
1800	铸 铁 座	72	72	60.0	48.0	61	25.4	20.3
2000	铸 铁 座	77	77	64.2	51.4	65	27.1	21.7

3.1.2.7 托辊阻力系数

托辊阻力系数按表1-3-15选取。

托 辊 阻 力 系 数

表 1-3-15

机 型	水 平 及 上 运 型				下 运 型	
工作条件	室内清洁干燥、设备质量好	湿度正常、灰尘不大、设备质量一般	尘灰多、输送阻力大、设备质量差	湿度大、灰尘大、寒冷、使用条件不好、设备质量差	有载输送负功	有载不出现负功或无载
ω	0.02	0.025	0.03	0.04	0.012	同水平型
全部前倾 ω	0.025	0.029	0.035	0.046	0.014	

3.1.2.8 驱动滚筒摩擦传动有关参数

胶带与驱动滚筒筒面的粘着系数按表1-3-16选择。

胶带与驱动滚筒表面的粘着系数

表 1-3-16

工 作 条 件	滚 筒 表 面 材 质		
	钢 质 筒 面 (光面)	聚氯酯衬面 (有人字槽)	胶 面 (有人字槽)
干 燥	0.35~0.4	0.35~0.4	0.4~0.45
潮 湿(干净水)	0.1	0.35	0.35
潮 湿(污水)	0.05~0.1	0.2	1.25~0.3

DX系列 μ 的推荐值：干燥时0.35，干燥清洁时0.4，粘污较湿时0.2。

驱动滚筒摩擦传动有关参数根据摩擦传动理论得：

$$\left. \begin{aligned} S_1/S_2 &= e^{\mu\alpha} \\ S_1 - S_2 &= F \\ S_1 &= \frac{Fe^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1} \\ S_2 &= \frac{F}{e^{\mu\alpha} - 1} \end{aligned} \right\} \quad (1-3-9)$$

式中 S_1 ——驱动滚筒绕入点带张力，N； S_2 ——驱动滚筒绕出点带张力，N； F ——驱动滚筒圆周力，N； α ——胶带沿驱动滚筒的围包角，rad； e ——自然对数的底， $e = 2.71828$ 。令 $K_1 = e^{\mu\alpha}$ ， $K_2 = \frac{1}{e^{\mu\alpha} - 1}$ ， $K_3 = \frac{e^{\mu\alpha}}{e^{\mu\alpha} - 1}$ ，其数值列于表1-3-17。

3.1.2.9 胶带允许挠度下的最小张力

1. 上分支胶带允许挠度下的最小张力

$$S'_{min} = \frac{(q + q_0)L_1^2}{8f_1} g \quad (1-3-10)$$

式中 $S'_{\min}$ ——上分支胶带允许的最小张力, N;

L_s ——上托辊组间距, m;

f_s ——上托辊组间胶带的挠度, m;

推荐 $f_s < 0.02L_s$;

g ——重力加速度, $g = 9.81 \text{ m/s}^2$ 。

K_1 、 K_2 、 K_3 数值表

表 1-3-17

胶面滚筒 工作条件	μ	系数	驱 动 滚 筒 围 包 角 $\alpha(^{\circ})$															
			100	110	120	130	140	150	160	170	180	190	200	210	220	370	400	580
较湿,粘污	0.20	K_1	1.42	1.47	1.52	1.57	1.63	1.69	1.75	1.81	1.87	1.94	2.01	2.08	2.18	3.64	4.04	7.5
		K_2	3.39	3.14	2.92	2.74	2.59	2.45	2.34	2.23	2.14	2.06	1.99	1.92	1.87	1.38	1.33	1.15
		K_3	2.39	2.14	1.92	1.74	1.59	1.45	1.34	1.23	1.14	1.06	0.99	0.92	0.87	0.38	0.33	0.15
湿,粘污	0.25	K_1	1.55	1.62	1.69	1.76	1.84	1.92	2.01	2.10	2.19	2.29	2.39	2.50	2.61	5.03	5.73	12.5
		K_2	2.83	2.62	2.45	2.31	2.19	2.08	1.99	1.91	1.84	1.77	1.72	1.67	1.62	1.25	1.21	1.09
		K_3	1.83	1.62	1.46	1.31	1.19	1.08	0.99	0.91	0.84	0.77	0.72	0.67	0.62	0.25	0.21	0.09
粘污	0.30	K_1	1.69	1.78	1.87	1.98	2.08	2.19	2.31	2.44	2.57	2.70	2.85	3.00	3.16	6.94	8.12	20.8
		K_2	2.45	2.28	2.14	2.03	1.92	1.84	1.76	1.70	1.64	1.59	1.54	1.50	1.46	1.17	1.14	1.05
		K_3	1.45	1.28	1.14	1.03	0.92	0.84	0.78	0.70	0.64	0.59	0.54	0.50	0.46	0.17	0.14	0.05
干	0.35	K_1	1.84	1.96	2.09	2.21	2.35	2.50	2.66	2.82	3.00	3.19	3.39	3.61	3.83	9.59	11.5	34.5
		K_2	2.19	2.04	1.92	1.82	1.74	1.67	1.60	1.55	1.50	1.46	1.42	1.38	1.35	1.12	1.10	1.03
		K_3	1.19	1.04	0.92	0.82	0.74	0.67	0.60	0.55	0.50	0.46	0.42	0.38	0.35	0.12	0.10	0.03
干,清洁	0.40	K_1	2.01	2.16	2.31	2.48	2.66	2.85	3.06	3.28	3.51	3.77	4.04	4.33	4.65	13.2	16.3	57.3
		K_2	1.99	1.87	1.76	1.68	1.60	1.54	1.49	1.44	1.40	1.36	1.33	1.30	1.27	1.08	1.07	1.02
		K_3	0.99	0.87	0.76	0.68	0.60	0.54	0.49	0.44	0.40	0.36	0.33	0.30	0.27	0.08	0.07	0.02

2. 下分支胶带允许挠度下的最小张力

$$S''_{\min} = \frac{q_0 L_o^2}{8 f_o} g \quad (1-3-11)$$

式中 $S''_{\min}$ ——下分支胶带允许的最小张力, N;

L_o ——下托辊组间距, m; 一般取 $L_o = 3\text{m}$;

f_o ——下托辊组间胶带的挠度, m;

推荐 $f_o < 0.02L_o$ 。

3. 倾斜输送机容许的最小张力

对于向上或向下输送的倾斜输送机, 为防止输送机尾部或头部胶带张力过小或出现“计算负值”, 故应使其胶带张力不得小于表1-3-18中的最小张力值 $S''_{\min}$ 。

容 许 最 小 张 力

表 1-3-18

带 宽 (mm)	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000
$S''_{\min}$ (kN)	8	10	12	14	16	18	20

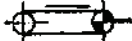
3.1.3 阻力与功率计算

3.1.3.1 运行阻力计算

输送机运行阻力计算见下表。

输送机运行阻力计算

表 1-3-19

输送机类型		水平输送	向上输送	向下输送
示 图				
阻力特征		$F_s > 0, F_e > 0$ $F = F_s + F_e > 0$	$F_s > 0, F_e < 0$ $F = F_s + F_e > 0$	$F_s < 0, F_e > 0$ 动力运行 $F = F_s + F_e > 0$ 制动运行 $F = F_s + F_e < 0$
阻力 计 算 (N)	上分支阻力 下分支阻力 运行总阻力	式中 $F_s = (q + q_0 + q') \omega L g \pm (q + q_0) H g + F'_s$ $F_e = (q_0 + q'') \omega L g \pm q_0 H g + F'_e$ $F = F_s + F_e = (q + 2q_0 + q' + q'') \omega L g \pm q H g + F_s$ L ——输送机水平投影长度, m; H ——输送机的高差, m; 胶带上行时取+号; 下行时取-号; ω ——托辊运行阻力系数, 见表1-3-15; F'_s, F'_e ——分别为输送机上、下分支附加阻力, N, 见3.1.3.2; F_s ——输送机总附加阻力, N, 见3.1.3.2		

3.1.3.2 各种附加阻力

1. 清扫器阻力 F_{f1} (N)

弹簧清扫器清扫阻力

$$F_{f1} = (700 \sim 800) B_1 \quad (1-3-12)$$

空段清扫器清扫阻力

$$F_{f1} = 200 B_1 \quad (1-3-13)$$

式中 B_1 ——带宽, m。

2. 导料槽阻力 F_{f2} (N)

$$F_{f2} = (1.6 B_1^2 \gamma + 7) L_1 g \quad (1-3-14)$$

式中 γ ——松散物料密度, t/m³;

L_1 ——导料槽板长度, m; 见式1-3-69;

3. 装料处物料加速的附加阻力 F_{f3} (N)

$$F_{f3} = 0.278 Q_A v \quad (1-3-15)$$

式中 Q_A ——小时运输量, t/h;

4. 胶带绕过滚筒时的附加阻力 F_{f4}

(1) 滚筒合张力小于500kN时, 在紧边, 对包角 $\alpha = 150^\circ \sim 240^\circ$ 的驱动滚筒和改向滚筒每个取600N; 在松边, 对包角 $\alpha = 150^\circ \sim 240^\circ$ 的改向滚筒每个取500N; 其余取400N;

(2) 滚筒合张力大于500kN时,按下式计算:

$$F_{14} = \omega_4 S_4 \quad (1-3-16)$$

式中 ω_4 ——滚筒阻力系数,一般取 $\omega_4 = 0.004$;

S_4 ——改向滚筒胶带绕入点和绕出点张力的平均值, N。

5. 输送机凸弧段运行阻力 F_{15} (N)

凸弧段运行阻力按下式计算:

上分支凸弧段运行阻力

$$F_{15} = [S_{i+1} + (q + q_1 + q')Rg]\omega\alpha \pm (q_0 + q)H_1g \quad (1-3-17)$$

下分支凸弧段运行阻力

$$F_{15} = [S'_{i+1} + (q_0 + q'')Rg]\omega\mp q_0H_1g \quad (1-3-18)$$

式中 q' 、 q'' ——凸弧段托辊加密后,上、下分支每米长托辊转动部分的质量, kg/m;

S_{i+1} ——凸弧段上分支终点张力, N;

S'_{i+1} ——凸弧段下分支终点张力, N;

α ——凸弧圆心角, rad;

R ——凸弧曲率半径, m;

H_1 ——凸弧段始点与终点高差, m;

胶带上行时取“+”号,反之取“-”号。

6. 电动卸料车阻力 F_{16}

$$F_{16} = 1.1S_r + qH'g \quad (1-3-19)$$

式中 S_r ——卸料车滚筒绕入点张力, N;

H' ——卸料车几何尺寸, m, 见图1-3-5。

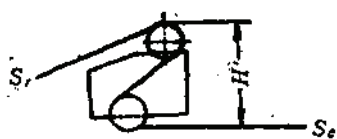


图 1-3-5 卸料车简图

7. 总附加阻力 F_{17} (N)

$$F_{17} = F_{11} + F_{12} + F_{13} + F_{14} + F_{15} + F_{16} \quad (1-3-20)$$

输送机总附加阻力 F_{17} 也可分为上分支附加阻力 F_{17}' 和下分支附加阻力 F_{17}'' 。上分支附加阻力 F_{17}' 包括 F_{12} 、 F_{13} 、 F_{15} (上分支部分)和 F_{16} , 下分支附加阻力 F_{17}'' 包括 F_{11} 和 F_{15} (下分支部分)。滚筒的附加阻力 F_{14} 包括在胶带绕出滚筒端 (所在) 分支。

3.1.3.3 电动机功率计算

1. 驱动滚筒轴功率计算

输送机动力运行时:

$$\left. \begin{aligned} N_0 &= \frac{Fv}{1000} > 0 \\ N_0 &= \frac{1.05Fv}{1000} < 0 \end{aligned} \right\} \quad (1-3-21)$$

输送机制动运行时:

式中 N_0 ——驱动滚筒轴功率, kW。

2. 电动机功率计算

$$N = \pm KN_0 \quad (1-3-22)$$

式中 $\pm$ ——动力运行时取“+”号, 制动运行时取“-”号;

K ——功率系数。

功率系数按下述情况选取

动力运行时

(1) 采用绕线型交流异步电动机和1ZHL或ZL型减速机时

$$\text{单机驱动} \quad K = \frac{1}{\eta_1 \eta_2} = 1.1 \sim 1.3 \quad (1-3-23)$$

$$\text{多机驱动} \quad K = \frac{1}{\eta_1 \eta_2 \eta_3} = 1.25 \sim 1.4 \quad (1-3-24)$$

(2) 采用防爆鼠笼型交流异步电动机、安全型液力联轴器和ZL型减速机时

$$\text{单机驱动} \quad K = \frac{1}{\eta_1 \eta_2 \eta_4} = 1.2 \quad (1-3-25)$$

$$\text{多机驱动} \quad K = \frac{1}{\eta_1 \eta_2 \eta_3 \eta_4} = 1.4 \quad (1-3-26)$$

制动运行时

$$\text{单机驱动} \quad K = \eta_1 = 0.85 \sim 0.94 \quad (1-3-27)$$

$$\text{多机驱动} \quad K = \eta_1 / \eta_3 = 0.9 \sim 1.0 \quad (1-3-28)$$

式中 η_1 ——减速器效率, ZL型减速机 $\eta_1 = 0.94$, 1ZHL型减速机 $\eta_1 = 0.85$;

η_2 ——电压降影响系数, $\eta_2 = 0.9$;

η_3 ——多机驱动功率不平衡系数, 对于绕线型交流异步电动机转子回路串电阻进行功率平衡调节时取 $\eta_3 = 0.95$;

对于鼠笼型异步电动机配液力联轴器, 取 $\eta_3 = 0.9$;

η_4 ——安全型液力联轴器效率,

$\eta_4 = 0.96$ 。

3.1.4 功率分配

3.1.4.1 功率分配的形式

输送机的驱动有单滚筒驱动和多滚筒驱动。一般采用单滚筒驱动, 功率较大时可采用双滚筒驱动。多滚筒驱动的优点是能够传递较大的功率, 并能降低输送带张力; 其缺点是可能出现功率不平衡现象, 而增大电动机的备用功率。多滚筒驱动按驱动排列布置一般分为一端双滚筒驱动和头尾滚筒驱动两大类。一端双滚筒驱动适用于各类输送机, 一般采用功率分配比 $\eta_1 = 2:1$, 降低带张力效果较好。头尾滚筒驱动一般用于水平输送机, 降低带张力效果要比前者好。

多滚筒驱动, 一般是每个驱动滚筒各自独立驱动, 配备1~2组等功率驱动机组, 以利于设备的同步运行、维修和管理, 同时有利于设备的标准化和系列化。

多滚筒驱动的功率分配可按表1-3-2选取, 选取时须根据具体情况经方案比较后确定。降低输送带张力是方案比较中一个重要因素。

3.1.4.2 多滚筒驱动围包角的利用

由于多滚筒驱动采用等驱动功率单元无法进行功率分配, 即各驱动滚筒按一定整倍数进行功率分配。各驱动滚筒所配置的围包角根据功率分配比值要求, 在一般情况下, 不可能

同时被完全利用。例如一端双滚筒驱动,若一个滚筒的配置围包角被完全利用,而另一个滚筒的围包角只有部分被利用,被利用的围包角称为有效围包角。若将有效围包角代入两驱动滚筒绕入点和绕出点带张力计算,则可不需进行防滑验算。

单滚筒驱动的有效围包角即为配置围包角。

多滚筒驱动的有效围包角计算如下:

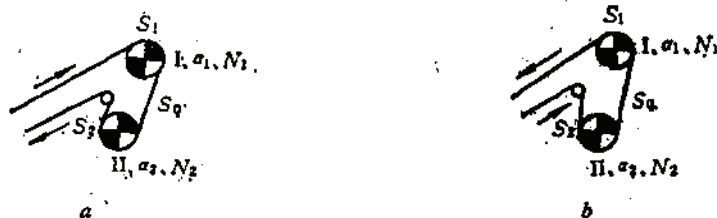


图 1-3-6 双滚筒驱动示意图

a—上行输送机; b—下行输送机

1. 一端双滚筒驱动有效围包角 α' 计算

双滚筒驱动总的有效围包角

$$\left. \begin{aligned} \alpha' &= \alpha'_1 + \alpha'_2 \\ \alpha' &= \alpha_1 + \alpha'_2 \end{aligned} \right\} \quad (1-3-29)$$

$$\alpha'_1 = \frac{1}{\mu} \ln \left(n_1 + 1 - \frac{n_1}{e^{\mu \alpha_1}} \right) < \alpha_1 \quad (1-3-30)$$

$$\alpha'_2 = \frac{1}{\mu} \ln \left(\frac{n_1}{n_1 + 1 - e^{\mu \alpha_1}} \right) < \alpha_2 \quad (1-3-31)$$

$$n_1 = \frac{N_1}{N_2} \quad (1-3-32)$$

式中 α_1 、 α_2 ——分别为第 I 滚筒和第 II 滚筒的配置围包角, rad;

α'_1 ——滚筒 I 的有效围包角, rad;

n_1 ——滚筒 I、II 的功率 N_1 和 N_2 的分配比;

N_1 、 N_2 ——滚筒 I、II 的分配功率;

μ ——输送带与驱动滚筒间的摩擦系数;

α'_2 ——滚筒 II 的有效围包角, rad。

为计算方便,根据表 1-3-2 中两驱动滚筒所对应的配置围包角值及两驱动滚筒功率分配比值,将两滚筒总的有效围包角 α' 列入表 1-3-20。

2. 头尾滚筒驱动围包角的利用

头尾滚筒驱动用于水平输送时(图 1-3-7),同一端双滚筒驱动一样,根据头尾驱动滚筒功率分配要求,其配置围包角 α_r 、 α_w 在一般情况下,也是不可能同时被完全利用。影响各滚筒围包利用的因素较多。为便于带张力计算,首先须判别 α_r 或 α_w 是否被完全利用,将被完全利用的围包角代入所对应驱动滚筒绕入点或绕出点带张力计算式,然后运用

逐点计算法求出其他各点带张力。

头尾滚筒配置围包角的利用, 有下面三种情况

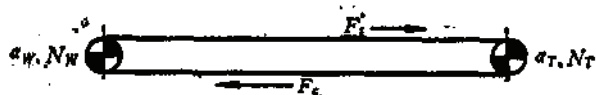


图 1-3-7 头尾滚筒驱动示意图

一端双滚筒驱动的总有效围包角 α' 及 K_1 、 K_2 、 K_3 值

表 1-3-20

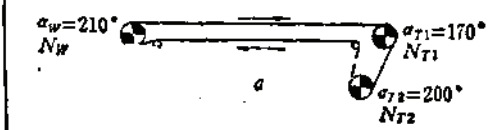
功率分配比 $n_1 = \frac{N_1}{N_2}$	μ	驱动滚筒的有效围包角(°)			双驱动滚筒 总有效张 力 比 $K_1 = e^{\mu\alpha'}$	双驱动滚筒总的 绕出系数 $K_2 = \frac{1}{e^{\mu\alpha'} - 1}$	双驱动滚筒总的 绕入系数 $K_3 = \frac{e^{\mu\alpha'}}{e^{\mu\alpha'} - 1}$
		滚筒 I $\alpha'_1 \leq \alpha_1$	滚筒 II $\alpha'_2 \leq \alpha_2$	滚筒 I + II $\alpha' = \alpha'_1 + \alpha'_2$ 或 $\alpha' = \alpha_1 + \alpha_2$			
2:1	0.2	170	149	319	3.05	0.489	1.489
		199	200	399	4.03	0.33	1.33
	0.25	170	182	352	4.65	0.274	1.274
		177	200	377	5.18	0.239	1.239
	0.3	158	200	358	6.52	0.181	1.181
		162	210	372	7.01	0.166	1.166
	0.35	144	200	344	8.18	0.139	1.139
		146	210	356	8.8	0.128	1.128
	0.4	132	200	332	10.15	0.11	1.11
		133	210	342	10.96	0.1	1.1
2:2 (1:1)	0.2	117	200	317	3.02	0.495	1.495
		120	210	330	3.16	0.462	1.462
	0.25	105	200	305	3.78	0.359	1.359
		108	210	318	4.01	0.333	1.333
	0.3	98	200	296	4.7	0.27	1.27
		98	210	308	5.02	0.249	1.249
	0.35	87	200	287	5.79	0.209	1.209
		89	210	299	6.21	0.192	1.192
	0.4	80	200	280	7.06	0.165	1.165
		82	210	292	7.68	0.15	1.15

(1) α_T 与 α_H 同时被完全利用, 应满足下式。

$$\frac{F_H}{F_T} = \frac{n_2 e^{\mu\alpha_T} (e^{\mu\alpha_H} - 1) - (e^{\mu\alpha_T} - 1)}{e^{\mu\alpha_H} (e^{\mu\alpha_T} - 1) - n_2 (e^{\mu\alpha_H} - 1)} \quad (1-3-33)$$

x_0 的数值

表 1-3-21

示 图							
μ	头尾滚筒功率分配比			x_0	头尾滚筒功率分配比		x_0
	N_{r1}	N_{r2}	N_w		N_r	N_w	
0.25	2	1	1	3.714	2	1	8
	1	1	1	2.02	1	1	1
	1	1	2	0.529	1	2	0.125
0.3	2	1	1	3.167	2	1	4.991
	1	1	1	2.127	1	1	1
	1	1	2	0.526	1	2	0.2
0.35	2	1	1	3.142	2	1	3.867
	1	1	1	2.107	1	1	1
	1	1	2	0.703	1	2	0.259

$$n_2 = \frac{N_r}{N_w} \quad (1-3-34)$$

式中 α_r, α_w ——头尾驱动滚筒配置围包角, rad; 若头(尾)部为双驱动滚筒时, 则 $\alpha_r(\alpha_w)$ 应为两滚筒的总有效围包角。

简化(1-3-33)式, 令等式左边 $\frac{F_1}{F_2} = x$

$$\text{等式右边} \frac{n_2 e^{\mu \alpha_r} (e^{\mu \alpha_w} - 1) - (e^{\mu \alpha_r} - 1)}{e^{\mu \alpha_w} (e^{\mu \alpha_r} - 1) - n_2 (e^{\mu \alpha_w} - 1)} = x$$

并称 x_0 为所要求的最佳上、下分支阻力比。

x_0 的计算值列如表1-3-21。

- (2) 当 $x > x_0$ 时, α_w 被完全利用, 而 α_r 不能被完全利用。
- (3) 当 $x < x_0$ 时, α_w 不能被完全利用, 只有 α_r 被完全利用。

对于输送机为加速和减速运行状态, 上、下分支阻力 x 值应改为 $x = \frac{F_1 + F'_{1a}}{F_2 + F'_{2a}}$ 或 $x =$

$\frac{F_1 - F'_{1b}}{F_2 - F'_{2b}}$ (其式中 F'_{1a}, F'_{2a} 和 F'_{1b}, F'_{2b} 分别为加速时和减速时上、下分支惯性力), 同

样按上述三种情况判别 α_r 或 α_w 是否被完全利用。

3.1.5 起动与制动

3.1.5.1 输送机系统运动平衡方程

输送机系统运动平衡方程见表1-3-22。表中各力均折算到驱动滚筒圆周上。

3.1.5.2 加、减速度和驱动滚筒动力系数

1. 加、减速度的选取

加、减速度 a_1, a_2 的选取, 应保证设备运行平衡, 不产生喘振和撒料现象, 输送带与

被运送物料、输送带与驱动滚筒之间不得发生滑动现象,以及电动机启动(制动)力矩不得超过额定值,所以 a_1 、 a_3 不宜过大,但也不宜过低,否则加、减速时间过长,引起电动机或制动器过热。

a_1 、 a_3 的选取,水平输送时一般为 $0.1 \sim 0.3 \text{ m/s}^2$,运输距离长时取小值;反之取大值。向上输送时,一般为 $0.1 \sim 0.3 \text{ m/s}^2$,倾角大取小值;反之取大值。向下输送时,加速度一般为 $0.1 \sim 0.2 \text{ m/s}^2$,减速度一般为 $0.1 \sim 0.3 \text{ m/s}^2$ 。

输送机系统运动平衡方程

表 1-3-22

输送机类型	加速启动	等速运行	减速制动
水平输送	$F_d = F + F_{1a} + F_{2a}$	$F_d = F$	(1)电动机断电后(即 $F_d = 0$)输送机自由滑行减速或延时制动 $F - F_{1b} - F_{2b} = 0$ (2)电动机断电后(即 $F_d = 0$)机械闸制动或动力制动减速 $F_s + F - F_{1b} - F_{2b} = 0$
向上输送			
向下输送	1. $F < 0$, 且 $ F $ 较大 动力制动加速启动 $F + F_{1a} + F_{2a} = 0$	发电制动等速运行 $F_s + F = 0$	动力制动减速 $F_s + F - F_{1b} - F_{2b} = 0$
	2. $F < 0$, 且 $ F $ 较小 (1)电动加速启动 $F_d = F + F_{1a} + F_{2a}$ (2)小型输送机电动带闸启动 $F_d = F + F_{1a} + F_{2a} + F_s$	电气制动等速运行 $F_s + F = 0$	电动机断电后,机械闸制动或动力制动 $F_s + F - F_{1b} - F_{2b} = 0$
	3. $F > 0$, 参照水平或向上输送计算		

注: F_d ——电动机输入系统的驱动力, N;
 F_{1a} 、 F_{1b} ——输送机移动部分的加速、减速惯性力, N; 见3.1.5.3;
 F_{2a} 、 F_{2b} ——输送机转动部分的加速、减速惯性力, N; 见3.1.5.3;
 F_s ——输送机系统的机械制动或电气制动力, N。

若启动和制动有限时要求时(如鼠笼型电动机直接启动时)加速度或减速度还须按 a_1

(或 a_3) $\geq \frac{v}{t} \text{ m/s}^2$ 进行校验。

对于线路复杂的输送机,加、减速度的确定,影响因素较多应进行综合考虑。

2. 动力系数

驱动滚筒启动、制动时动力系数与输送机的加、减速度,输送物料、输送带及托辊组的运转质量有关。启动时的动力系数 A 和制动时的动力系数 B 分别按下述两式计算:

$$A = \frac{F_d}{F} \quad (1-3-35)$$

$$B = \frac{F_b}{F} \quad (1-3-36)$$

$$F_a = F + F_{1a} \quad (1-3-37)$$

$$F_b = F + F_{1b} \quad (1-3-38)$$

驱动滚筒起动时的动力系数 A 的选取:

水平输送 (满载), $A = 1.0 \sim 1.5$;

向上输送 (满载), $A = 1.0 \sim 1.2$;

向下输送按如下不同情况选取:

(1) 当 $F > 0$ 时, 运输距离较长的小倾角输送机, A 值的选取与水平输送机相同, 当向下输送机为空载或少量荷载起动时, A 值的选取与向上输送机相同。

(2) 当 $F < 0$ 时, A 值的选取与起动方式有关, 可根据选定的加速度 a_1 , 按式 1-3-35、式 1-3-37、式 1-3-39 计算, 一般 $A < 1$ 。

驱动滚筒制动时的动力系数 B 的选取:

(1) 当 $F > 0$ 时各类输送机制动时动力系数 B 值的选取与减速制动方式有关, 可根据选定的减速度 a_2 , 按式 1-3-36、式 1-3-38、式 1-3-39 计算, 一般 $B < 1$ 。

(2) 当 $F < 0$ 时的向下输送机,

$$B = 1.0 \sim 1.5$$

3.1.5.3 输送机起动、制动的惯性力计算

输送机起动或制动过程惯性力由下列两部分组成。

1. 移动部分惯性力 F_{1a} 或 F_{1b}

移动部分的运动部件包括物料、输送带及上、下托辊和所有改向滚筒、增面滚筒的转动部分。

$$F_{1a} \text{ (或 } F_{1b}) = \left[(q + 2q_0 + q' + q'')L + \sum \frac{(GD^2)}{4g} \cdot \frac{1}{r^2} \right] a \quad (1-3-39)$$

式中 F_{1a} 、 F_{1b} ——分别为移动部分加速惯性力和减速惯性力, N;

L ——输送机长度, m;

a ——加速度或减速度, m/s^2 ;

$\sum \frac{(GD^2)}{4g} \cdot \frac{1}{r^2}$ ——各改向滚筒和增面滚筒转动部分变位质量和, kg, 可由表 1-3-23

查出。

r ——各个滚筒半径, m;

(GD^2) ——各个滚筒飞轮力矩, Nm^2 。

惯性力包括上分支惯性力和下分支惯性力, 即:

$$\text{加速时} \quad F_{1a} = F_{1a'} + F_{1a''} \quad (1-3-40)$$

$$\text{减速时} \quad F_{1b} = F_{1b'} + F_{1b''} \quad (1-3-41)$$

为简化计算, 对于长距离输送机, 可略去所有滚筒转动部分惯性力。

并令:

$$R = \frac{q_0 + q''}{q + 2q_0 + q' + q''}$$

则上、下分支惯性力分别为:

加速时上分支惯性力

$$F_{11}' = (A-1)(1-R)F \quad (1-3-42)$$

加速时下分支惯性力

$$F_{11}'' = (A-1)RF \quad (1-3-43)$$

减速时上分支惯性力

$$F_{11}' = (1-B)(1-R)F \quad (1-3-44)$$

减速时下分支惯性力

$$F_{11}'' = (1-B)RF \quad (1-3-45)$$

2. 转动部分惯性力 F_{10} 、 F_{10}'

转动部分的运动件包括电动机、柱销联轴器或液压联轴器、制动轮、减速器、低速轴棒销联轴器和驱动滚筒等的转动部分。

$$F_{10}(\text{或 } F_{10}') = \left[\sum \frac{(GD^2)'}{4g} \frac{i^2}{r^2} + \sum \frac{(GD^2)''}{4g} \frac{1}{r^2} \right] a \quad (1-3-46)$$

式中 F_{10} 、 F_{10}' ——分别为转动部分加速惯性力和减速惯性力，N；

$\sum \frac{(GD^2)'}{4g} \frac{i^2}{r^2}$ ——驱动机组所有高速转动部件，包括电动机、柱销联轴器或液力联轴器、制动轮、减速器等部件的变位质量，kg，各部件飞轮矩 (GD^2) 由表1-3-24至表1-3-29查得。

$\sum \frac{(GD^2)''}{4g} \frac{1}{r^2}$ ——驱动机组所有驱动滚筒和低速棒销联轴器的变位质量，kg，各部件飞轮矩 (GD^2) 由表1-3-30和表1-3-31查得。

(GD^2) ——各转动部件的飞轮力矩， Nm^2 ；

i ——减速器的传动比；

r ——驱动滚筒半径，m。

改向滚筒 $\frac{(GD^2)}{4g} \frac{1}{r^2}$ 值

表 1-3-23

带宽 B (mm)	直径 D (mm)	图 号	$\frac{(GD^2)}{4gr^2}$	GD^2 (Nm^2)	许 用 力 (kN)	质 量 (kg)	带宽 B (mm)	直径 D (mm)	图 号	$\frac{(GD^2)}{4gr^2}$	GD^2 (Nm^2)	许 用 力 (kN)	质 量 (kg)
800	400	DX3B1	98	153	60	471.2	1000	400	DX4B1	169	265	95	791.8
	500	DX3B2	124	304	95	722		500	DX4B2	188	461	95	638.2
	630	DX3B3	180	700	95	795		630	DX4B3	270	1049	150	988.8
	800	DX3B4	286	1795	150	1057.6		800	DX4B4	356	2236	210	1345.5
	800	DX3B5	286	1795	210	1078		800	DX4B5	473	2972	280	2020.4
	1000	DX3B6	439	4303	210	1293		1000	DX4B6	685	6718	280	2164
	1000	DX3B7	448	4389	400	1934		1000	DX4B7	632	6198	400	2685.2
	1250	DX3B8	612	9376	280	1663		1250	DX4B8	694	10641	280	2381.9
	1250	DX3B9	733	11229	400	1713.5		1250	DX4B9	742	11366	400	2851.7
	1400	DX3B10	880	16907	400	2416.6		1250	DX4B10	975	14946	550	4257.6
	1400	DX3B11	1028	19761	550	2998.6		1400	DX4B11	1016	19528	400	3205.6
	1600	DX3B12	1395	35031	800	4685.4		1400	DX4B12	1231	23554	800	4529

续表

带宽 B_1 (mm)	直径 D (mm)	图 号	$\frac{GD^2}{4gr^2}$	GD^2 (Nm ²)	许 用 力 (kN)	质 量 (kg)	带宽 B (mm)	直径 D (mm)	图 号	$\frac{GD^2}{4gr^2}$	GD^2 (Nm ²)	许 用 力 (kN)	质 量 (kg)
1000	1600	DX4B13	1641	41189	800	5315.7	1600	1000	DX7B5	986	9670	400	3408.4
1200	400	DX5B1	238	373	95	882.3		1000	DX7B6	1086	10650	550	4878
	500	DX5B2	332	814	150	1083.3		1000	DX7B7	1237	12131	830	5948.2
	630	DX5B3	373	1451	150	1167.3		1250	DX7B8	1428	21879	400	3866.9
	800	DX5B4	452	2834	280	1177		1250	DX7B9	1474	22586	550	5373.4
	800	DX5B5	519	3256	350	2256		1250	DX7B10	1620	24822	830	6582.2
	1000	DX5B6	606	5943	350	2421		1400	DX7B11	1790	34413	830	6714.9
	1000	DX5B7	700	6865	550	2642		1400	DX7B12	2201	42317	1180	8153
	1250	DX5B8	825	12641	350	2696		1600	DX7B13	2589	65011	1300	8687.5
	1250	DX5B9	920	14102	550	3375	1800	500	DX8B1	516	1265	180	1704
	1250	DX5B10	1024	15691	700	4832.6		630	DX8B2	579	2256	230	2218
	1400	DX5B11	1174	22566	550	3544.6		800	DX8B3	708	4443	350	2936
	1400	DX5B12	1223	23507	700	5152		1000	DX8B4	1074	10533	450	4622.8
	1400	DX5B13	1540	29607	1050	6155.3		1000	DX8B5	1184	11611	750	5173
	1600	DX5B14	1978	49663	1050	8744		1250	DX8B6	1662	25469	750	5674
1400	400	DX6B1	306	481	120	1050		1250	DX8B7	1765	27048	1050	6932.7
	500	DX6B2	372	912	180	1249		1400	DX8B8	1885	36237	750	6071
	630	DX6B3	426	1657	180	1400		1400	DX8B9	2370	45563	1440	8543
	800	DX6B4	547	3432	230	1610		1600	DX8B10	2652	66550	1440	9064.2
	800	DX6B5	681	4148	450	2861	2000	630	DX9B1	731	2844	120	1691
	1000	DX6B6	790	7748	280	2635		630	DX9B2	731	2844	280	2999.2
	1000	DX6B7	840	8238	450	3128		800	DX9B3	980	6149	280	3278.5
	1000	DX6B8	933	9150	650	4576		800	DX9B4	1058	6639	450	4579.7
	1250	DX6B9	1162	17800	450	3466		1000	DX9B5	1236	12121	450	4934.2
	1250	DX6B10	1292	19791	650	4926		1000	DX9B6	1348	13220	650	5554.8
	1250	DX6B11	1418	21732	950	6218		1000	DX9B7	1507	14779	950	6722.4
	1400	DX6B12	1448	27793	650	5248		1250	DX9B8	1696	25989	650	5968.6
	1400	DX6B13	1802	34638	950	6634		1250	DX9B9	1802	27607	950	7128
	1600	DX6B14	2255	56606	1300	7222		1250	DX9B10	2268	34756	1300	8408.5
1600	500	DX7B1	432	1059	150	1366		1400	DX9B11	1936	37218	950	7502
	630	DX7B2	532	2069	200	1752.3		1400	DX9B12	2224	42759	1300	8711
	800	DX7B3	692	4345	260	2312.6		1400	DX9B13	2888	55508	1600	10121
	800	DX7B4	758	4756	400	3087		1600	DX9B14	8157	79270	1600	10643

电动机 GD^2 表

表 1-3-24

电动机型号	额定功率 (kW)	GD^2 (Nm ²)	电动机型号	额定功率 (kW)	GD^2 (Nm ²)
JR114-4D	115	157	JRQ148-4	440	981
JR116-4D	155	196	JRQ1410-4	500	1177
JR117-4D	180	216	JR117-6D	115	255
JR136-4	220	579	JR126-6D	155	432
JR137-4	260	618	JR128-6D	215	530
JR138-4	300	696	JRQ148-6	310	1422
JRQ147-4	360	834	JRQ1410-6	380	1765

续表

电动机型号	额定功率 (kW)	GD^2 (Nm^2)	电动机型号	额定功率 (kW)	GD^2 (Nm^2)
JRQ158-6	550	2550	JRQ1410-8	280	1765
JRQ1510-6	650	3236	JRQ158-8	380	2550
JR126-8D	110	500	JRQ1610-8	475	3236
JR128-8D	155	628	JRQ1512-8	570	3923
JR137-8D	210	834			

注: YR118/44-8电动机, $N=630kW$, $GD^2=7551Nm^2$ 柱销联轴器 GD^2 表 表 1-3-25

柱销联轴器代号	型 号	GD^2 (Nm^2)
Q/ZB123-7-00	HL7	27
Q/ZB123-8-00	HL8	46
Q/ZB123-9-00	HL9	109
Q/ZB123-10-00	HL10	197

带制动轮柱销联轴器 GD^2 表 表 1-3-26

带制动轮柱销 联轴器代号	GD^2 (Nm^2)	带制动轮柱销 联轴器代号	GD^2 (Nm^2)
TL470-1	55	TL690	152
TL480-1		TL6100	298
TL580-1	152	TL6110	724
TL580-2		TL7100	
TL590		TL7130	1506
TL5100		TL8140	

制动轮 GD^2 表 表 1-3-27

制动轮代号	GD^2 (Nm^2)
Q/ZB118-4(y)	609
Q/ZB118-5(y)	987
Q/ZB118-6(y)	1296
Q/ZB118-7(y)	1799
Q/ZB118-8(y)	2254

盘形制动器 GD^2 表 表 1-3-28

盘形制动器代号	GD^2 (Nm^2)
DXP1	410
DXP2	422

减 速 器 GD^2

表 1-3-29

减 速 器 型 号	传 动 比 i														
	8	10	11.2	12.5	14	16	18	20	22.4	25	28	30	31.5	35.5	40
	GD^2														
ZL88	—	—	—	30	—	23	—	15	—	—	—	—	—	—	—
ZL100	—	—	—	60	—	45	—	29	29	24	19	—	10	—	12
ZL115	—	182	—	121	—	90	—	56	55	46	35	—	20	28	22
ZL130	485	307	254	204	188	149	117	98	93	79	57	—	48	47	38
1ZHLR115	761	517	399	342	282	228	166	145	132	103	86	80	—	—	—
1ZHLR130	—	—	851	708	605	435	358	291	237	205	176	159	—	—	—
1ZHLR150	—	—	—	—	—	910	801	610	525	405	347	315	—	—	—
1ZHLR170	—	—	—	—	—	—	1102	1004	—	—	—	—	—	—	—

注: 表中为折算到高速轴上的飞轮矩。

神 销 联 轴 器 GD¹

表 1-3-30

代 号	神 销 联 轴 器 型 号	GD ¹
Q/ZB281.8.00	BL8	122
Q/ZB281.10.00	BL10	349
Q/ZB281.11.00	BL11	598
Q/ZB281.13.00	BL13	1638
Q/ZB281.14.00	BL14	2877

注: 本联轴器用于低速轴上。

驱动滚筒 $\frac{GD^1}{4g} \cdot \frac{1}{r^2}$ 值

表 1-3-31

带 宽 B ₁ (mm)	驱动滚筒 直径 D (mm)	图 号	$\frac{(GD^1)}{4g}$ (kg)	GD ¹ (Nm ²)	许用扭矩 M (KNm)	许用合力 Z (kN)	质 量 (kg)
800	800	DX3A1	366	2295	20	120	1425
		DX3A2	430	2697	30	180	1682
	1000	DX3A3	500	4904	30	300	2078
		DX3A4	750	7365	80	290	3116
		DX3A5	870	8590	2×30	300	2380
	1250	DX3A6	749	11474	50	380	2668
		DX3A7	1173	18045	120	360	4198
		DX3A8	768	11768	2×50	380	2711
	1400	DX3A9	959	18437	80	530	3620
		DX3A10	1520	29225	160	500	5535
		DX3A11	1286	24714	2×80	530	3845
	1600	DX3A12	1539	38840	50	600	5400
		DX3A13	1543	38738	80	570	5411
		DX3A14	1556	39032	120	600	5438
		DX3A15	1699	42660	200	570	5989
		DX3A16	1563	39228	2×50	600	5468
		DX3A17	1602	40209	2×120	600	5649
1000	800	DX4A1	609	3825	20	240	1616
		DX4A2	1062	6669	30	140	2847
		DX4A3	828	5198	50	230	2221
		DX4A4	425	2668	2×20	240	1659
	1000	DX4A5	690	5786	30	380	2471
		DX4A6	710	6963	80	360	2954
		DX4A7	585	5737	2×30	380	2445

续表

带宽 B (mm)	驱动滚筒 直径 D (mm)	图 号	$\frac{GD^2}{4gr^2}$ (kg)	GD^2 (Nm ²)	许用扭矩 M (kNm)	许用合力 Z (kN)	质 量 (kg)
1000	1250	DX4A8	934	14318	50	470	3332
		DX4A9	1254	19222	120	450	4450
		DX4A10	979	15005	2×50	470	3497
	1400	DX4A11	1112	21379	80	660	4193
		DX4A12	1566	30107	200	540	5901
		DX4A13	1133	21772	2×80	660	4287
	1600	DX4A14	1797	45112	80	760	6335
		DX4A15	1797	45112	120	720	6335
		DX4A16	1828	45897	160	780	6395
		DX4A17	1816	45603	240	720	6369
		DX4A18	1867	46877	2×80	760	6532
		DX4A19	1902	47760	2×160	760	6673
1200	800	DX5A1	534	3354	20	290	2093
		DX5A2	656	4119	50	270	2554
		DX5A3	558	3491	2×20	290	2175
	1000	DX5A4	730	7159	50	450	3054
		DX5A5	1130	11082	120	430	4729
		DX5A6	775	7600	2×50	450	3227
	1250	DX5A7	1165	17849	30	570	4146
		DX5A8	1120	17162	80	570	3979
		DX5A9	1728	26479	160	540	6168
		DX5A10	1139	17456	2×30	570	4047
		DX5A11	1197	18339	2×80	570	4252
	1400	DX5A12	1658	31873	50	800	6279
		DX5A13	1704	32755	80	650	6423
		DX5A14	1735	33344	120	800	6535
		DX5A15	1816	34913	200	650	6866
		DX5A16	1704	32755	2×50	800	6449
		DX5A17	1714	32952	2×120	800	6479
	1600	DX5A18	2050	51488	80	900	7195
		DX5A19	2168	54429	120	870	7580
		DX5A20	2129	53448	160	900	7464
		DX5A21	2168	54429	240	870	7627
		DX5A22	2109	52958	2×80	900	7383
		DX5A23	2168	54429	2×160	900	7590
1400	800	DX6A1	559	3611	20	330	2187
		DX6A2	688	4315	50	300	2686
		DX6A3	678	3629	2×20	330	2254
	1000	DX6A4	900	8826	50	530	3762
		DX6A5	1220	11965	120	500	5091
		DX6A6	920	9022	2×50	530	3838

续表

带 宽 B (mm)	驱动滚筒 直 径 D (mm)	图 号	$\frac{GD^2}{4g^2}$ (kg)	GD^2 (Nm ²)	许用扭矩 M (kNm)	许用合力 Z (kN)	质 量 (kg)
1400	1250	DX6A7	1446	22164	80	660	6175
		DX6A8	1779	27263	200	630	6331
		DX6A9	1459	22360	2×80	660	5180
	1400	DX6A10	1878	36090	80	930	7083
		DX6A11	1898	36482	200	930	7414
		DX6A12	1949	37463	2×80	930	7360
		DX6A13	1974	37953	2×160	930	7470
	1600	DX6A14	2188	54919	80	1050	7692
		DX6A15	2207	55410	120	1000	7709
		DX6A16	2285	57371	160	1050	8023
		DX6A17	2246	56390	240	1000	7904
		DX6A18	2324	58352	2×80	1050	8162
		DX6A19	2289	57469	2×160	1050	8061
1600	1000	DX7A1	1000	98070	50	600	4213
		DX7A2	1280	12553	120	570	5345
		DX7A3	1000	98070	2×50	600	4197
	1250	DX7A4	1805	27656	80	750	6428
		DX7A5	1824	27950	120	750	6503
		DX7A6	1888	28931	200	720	6710
		DX7A7	1843	28244	2×80	750	6536
		DX7A8	1882	28833	2×120	750	6671
	1400	DX7A9	2092	40209	80	1050	7939
		DX7A10	2128	40895	160	1050	8038
		DX7A11	1880	38051	220	880	7448
		DX7A12	2128	40895	2×80	1050	8056
		DX7A13	2194	42170	2×160	1050	8277
	1600	DX7A14	2453	61588	80	1200	8619
		DX7A15	2480	62274	20	1200	8725
		DX7A16	2344	58842	240	1100	8272
		DX7A17	2480	62274	2×80	1200	8707
		DX7A18	2539	63746	2×200	1200	8930
1800	1000	DX8A1	1310	12847	80	680	5440
		DX8A2	1340	13141	120	650	5614
		DX8A3	1330	13043	2×80	680	5542
	1250	DX8A4	1882	28833	120	850	6688
		DX8A5	1958	30009	200	800	6975
		DX8A6	1920	29421	2×120	850	6857
	1400	DX8A7	2092	40209	80	1200	7927
		DX8A8	2194	42170	200	1200	8289
		DX8A9	2133	40993	2×80	1200	8047
		DX8A10	2224	42759	2×200	1200	8414

续表

带宽 B , (mm)	驱动滚筒 直径 D (mm)	图 号	$\frac{(GD^2)}{4gr^2}$ (kg)	GD^2 (Nm ²)	许用扭矩 M (kgm)	许用合力 Z (kN)	质 量 (kg)
1300	1600	DX8A11	2676	67178	80	1370	9381
		DX8A12	2695	67668	200	1370	9454
		DX8A13	2734	68649	2×80	1370	9497
		DX8A14	2734	68649	2×200	1370	9534
2000	1000	DX9A1	1500	14711	80	750	6348
		DX9A2	1500	14711	120	700	6365
		DX9A3	1540	15103	2×80	750	6477
	1250	DX9A4	2342	35894	120	950	8276
		DX9A5	2086	31971	2×120	950	7426
	1400	DX9A6	2398	46093	80	1300	9037
		DX9A7	2423	46583	160	1300	9191
		DX9A8	2500	48053	2×80	1300	9407
		DX9A9	2551	49035	2×160	1300	9601
	1600	DX9A10	2891	72572	200	1500	10260
		DX9A11	3027	76004	2×200	1500	10653

3.1.5.4 电动机过载校验计算

(1) 当 $F > 0$ 时, 按输送机加速启动时所需驱动力校验电动机过载,

$$\lambda_a < 0.85 \lambda_m \quad (1-3-47)$$

$$\lambda_a = \frac{F + F_{ia} + F_{ta}}{F_H} \quad (1-3-48)$$

$$F_H = \frac{1000 N_H \eta}{u} \quad (1-3-49)$$

式中 λ_a ——启动时电动机所需的驱动力与电动机额定力矩之比; 即启动时电动机实际过载系数;

F_H ——电动机的额定力, N;

N_H ——电动机的额定功率, kW;

η ——传动效率;

λ_m ——电动机最大(启动)力矩与额定力矩之比。

当采用绕线型交流电动机和1ZHL或ZL型减速机时,

$$\eta = \eta_1 \quad (1-3-50)$$

当采用防爆鼠笼型交流异步电动机配安全型液力联轴器和ZL型减速机时,

$$\eta = \eta_1 \eta_2 \quad (1-3-51)$$

η_1 和 η_2 的意义见3.1.3.3。

(2) 当 $F < 0$ 时, 若采用电力制动, 应按输送机减速制动所需电力制动力校验电动机过载,

$$\lambda_b < 0.85 \lambda_m \quad (1-3-52)$$

$$\lambda_2 = \frac{F - F_{10} - F_{20}}{F_H} \quad (1-3-53)$$

$$F_H = \frac{1000 N_H}{v \eta_1} \quad (1-3-54)$$

式中 λ_2 ——减速制动时，所需电力制动力与电动机额定力之比，即减速时电动机实际过载系数；

F_H ——电力制动时电动机的额定力，N。

3.1.6 胶带张力计算

钢丝绳带式输送机功率大，输送机系统惯性力也大，为合理选择设备，保证其正常运行，除了对输送机等速运行时带张力计算外，还须对加速或减速时的带张力进行验算。同时为保证在各种运行状态下胶带在驱动滚筒上不打滑，以及满足胶带最小张力点允许挠度所需的最小张力，须将胶带进行拉紧，产生一定的初张力。胶带拉紧方式主要有重力拉紧、自动拉紧和固定拉紧。由于这三种拉紧方式工作原理各异，在同样的工作状态，所需的拉紧力也不一样。所以胶带张力计算应按三种拉紧方式分类，对各种运行状态下胶带张力进行计算和验算。

胶带张力的校验计算，当输送机为动力运行时，要求对起动加速时的带张力进行验算；当输送机制动运行时，要求对减速制动时的带张力进行验算。如果输送机的线路复杂，应按各种最不利运行情况分别对加速、减速时带张力进行验算。

胶带各点张力计算采用逐点计算法，即从胶带张紧点或已知张力点开始，沿着胶带前进运行方向，按下式逐点计算各点张力。

$$S_{i+1} = S_i + \Delta F_i \pm \Delta m_i a \quad (1-3-55)$$

式中 S_{i+1} ——要求计算的某已知点前一点的带张力，N；

S_i ——已知的某点张力，N；

ΔF_i ——该两点间的静阻力，N；

Δm_i ——两点间运动部分的惯性质量，kg；

a ——加速度或减速度，m/s²，加速时为正值，取“+”号；减速时为负值，取“-”号。

对于上分支

$$\Delta F_i = \Delta F_{s_i} = (q + q_0 + q') g \omega \Delta L_i \pm (q + q_0) g \Delta H_i \quad (1-3-56)$$

$$\Delta m_i = \Delta m_{s_i} = (q + q_0 + q') \Delta L_i \quad (1-3-57)$$

对于下分支

$$\Delta F_i = \Delta F_{s_i} = (q_0 + q'') g \omega \Delta L_i \mp q_0 g \Delta H_i \quad (1-3-58)$$

$$\Delta m_i = \Delta m_{s_i} = (q_0 + q'') \Delta L_i \quad (1-3-59)$$

式中 ΔL_i 、 ΔH_i ——分别为两点间的水平投影长和高差，m。胶带上行时，高差 ΔH_i 为正，取“+”号；反之取“-”号。

3.1.6.1 重力拉紧时带张力计算

重力拉紧包括重锤拉紧和重载小车拉紧。在各种荷载运行状态下胶带的拉紧力和拉紧滚筒处的带张力始终保持不变，但拉紧滚筒可移动。重力拉紧一般适用于小型和中型功率的带式输送机。重锤拉紧时带张力计算见表1-3-32。

重力拉紧时需张力计算

表 1-3-32

输送机 类型	阻力特征	示 图	拉紧力 S_L 计算(N)				等速运行时张力计算(N)		带张力校验计算(N)	
			拉紧装置 安装位置	按传动不 打滑条件	按挠度所需的 最小张力条件	拉紧力 的确定	拉紧装置设 在 2 点	拉紧装置设 在 3 (或 4) 点	拉紧装置 设在 2 点	拉紧装置设 在 3 (或 4) 点
向上输送	$F_a > 0, F_s < 0$ $F > 0$		2	$2K_2 F_a$ $2K_2 F_s$	$2(S_{min} - F_a + F_{1a}') > 2S_{min}$	由 左 边 各 项 条 件 计 算, 取 其 中 最 大 者	$S_2 = \frac{1}{2} S_L$ $S_3 = S_2 + F$ $S_4 = S_3 + F$ $S_1 = S_4$	$S_4 = \frac{1}{2} S_L$ $S_3 = S_4$ $S_2 = S_1 - F$ $S_1 = S_2 + F$	$S_{2a} = \frac{1}{2} S_L$ $S_{1a} = S_{2a} + F$ $S_{4a} = S_{3a} + F + F_{1a}'$ $S_{3a} = S_{4a}$	$S_{4a} = \frac{1}{2} S_L$ $S_{3a} = S_{4a}$ $S_{2a} = S_{3a} - F$ $S_{1a} = S_{2a} + F$
			3 (或 4)	$2(K_2 F_a + F_s + F_{1a}')$ $2(-K_2 F_s + F_a - F_{1a}')$	$2(S_{min}' + F_a + F_{1a}') > 2S_{min}'$					
水平输送	$F_a > 0, F_s > 0$ $F > 0$		2	$2K_2 F_a$ $2K_2 F_s$	$2(S_{min} - F_a + F_{1a}') > 2S_{min}$					
			3 (或 4)	$2(K_2 F_a + F_s + F_{1a}')$ $2(K_2 F_s + F_a - F_{1a}')$	$2(S_{min}' + F_a + F_{1a}') > 2S_{min}'$					
			2	$2K_2 F_a$ $-2K_2 F_s$	$2(S_{min} + F_a + F_{1a}') > 2S_{min}$		$S_2 = \frac{1}{2} S_L$ $S_3 = S_2 - F$ $S_1 = S_3 + F$ $S_4 = S_1$	$S_4 = \frac{1}{2} S_L$ $S_3 = S_4$ $S_2 = S_3 + F$ $S_1 = S_2 + F$	$S_{2a} = \frac{1}{2} S_L$ $S_{1a} = S_{2a} + F$ $S_{4a} = S_{3a} - F + F_{1a}'$ $S_{3a} = S_{4a}$	$S_{4a} = \frac{1}{2} S_L$ $S_{3a} = S_{4a}$ $S_{2a} = S_{3a} + F$ $S_{1a} = S_{2a} + F$
			3 (或 4)	$2(-K_2 F_s - F_a + F_{1a}') > 2S_{min}$ $2(K_2 F_a - F_s - F_{1a}') > 2S_{min}$	$2S_{min}$					
向下输送	$F_a < 0$ $F_s > 0$		2	$2K_2 F_a$	$2(S_{min}' + F_a + F_{1a}') > 2S_{min}'$					
			3	$2(K_2 F_a + F_s + F_{1a}') > 2S_{min}'$	$2(S_{min}' + F_a + F_{1a}') > 2S_{min}'$					
			2	$-2K_2 F_s$ $2K_2 F_a$ (当 $F_a > 0$ 时)	$2(S_{min} + F_a + F_{1a}') > 2S_{min}$		$S_2 = \frac{1}{2} S_L$ $S_3 = S_2 - F$ $S_1 = S_3$ $S_4 = S_1 - F$	$S_4 = \frac{1}{2} S_L$ $S_3 = S_4$ $S_2 = S_3 + F$ $S_1 = S_2 - F$	$S_{2a} = \frac{1}{2} S_L$ $S_{1a} = S_{2a} - F$ $S_{4a} = S_{3a} + F + F_{1a}'$ $S_{3a} = S_{4a} - F$	$S_{4a} = \frac{1}{2} S_L$ $S_{3a} = S_{4a}$ $S_{2a} = S_{3a} + F$ $S_{1a} = S_{2a} - F$
			3 (或 4)	$2(-K_2 F_s - F_a + F_{1a}') > 2S_{min}$ $2(K_2 F_a - F_s - F_{1a}') > 2S_{min}$	$2S_{min}$					

注: 1. 表中最小张力 S_{min} 的选取, 对水平输送机取 S_{min}' 和 S_{min}'' 中最大值, 对倾斜输送机取 S_{min}' 、 S_{min}'' 、 S_{min}''' 中最大值, S_{min}' 、 S_{min}'' 、 S_{min}''' 按 3.1.2.9 计算;

2. 表中 $F_a = F + F_{1a}$, $F_s = F + F_{1s}$ 。

3.1.6.2 绞车式自动拉紧时带张力计算

胶带自动拉紧, 在各种运行状态下, 胶带的拉紧力随着拉紧滚筒处带张力的变化而变化, 拉紧滚筒也相应移动。绞车式自动拉紧一般用于大型功率带式输送机。

绞车式自动拉紧时带张力计算

表 1-3-33

输送机 类型	阻力特征	示 图	等速时带张力计算(N)	最大圆周力运转状态下带张力校验计算		拉 紧 力 (N)	备 注
				圆周力最大 运行状态	各点带张力(N)		
向上输送	$F_a > 0$, $F_e < 0$, $F > 0$		S_2 取 S'_{min} 、 S'_{min} 、 S'_{min} 和 $(K_2 F + F_e)$ 中最大值 $S_1 = S_2$ $S_2 = S_2 - F_e$ $S_3 = S_2 + F$	加速启动	S_{2a} 取 S'_{min} 、 S'_{min} 、 S'_{min} 和 $(K_2 F_e + F_e + F'_{1a})$ 中最大值 $S_{1a} = S_{2a}$ $S_{2a} = S_{2a} - (F_e + F'_{1a})$ $S_{3a} = S_{2a} + F_e$	输送带 的拉紧力 按拉紧装 置所设地 点的带张 力值 2 倍 计算	驱动滚筒圆周 力最小的运行状 态下带张力计 算。 ①应保证输送 带在驱动滚筒上 不打滑及满足允 许挠度所需的最 小张力要求; ②拉紧力的计 算除满足上述要 求外, 还不得小 于等速运行时的 拉紧力值
			S_2 取 S'_{min} 和 $K_2 F$ 中最大值 $S_1 = S_2 + F$ $S_3 = S_2 + F_e$ $S_4 = S_2$	加速启动	S_{2a} 取 S'_{min} 和 $K_2 F_e$ 中最大值 $S_{1a} = S_{2a} + F_e$ $S_{3a} = S_{2a} + F_e + F'_{1a}$ $S_{4a} = S_{2a}$		
水平输送	$F_a > 0$, $F_e > 0$, $F > 0$		S_2 取 S'_{min} 和 $K_2 F$ 中最大值 $S_1 = S_2 + F$ $S_3 = S_2 + F_e$ $S_4 = S_2$	加速启动	S_{2a} 取 S'_{min} 和 $K_2 F_e$ 中最大值 $S_{1a} = S_{2a} + F_e$ $S_{3a} = S_{2a} + F_e + F'_{1a}$ $S_{4a} = S_{2a}$		
			S_2 取 S'_{min} 和 $K_2 F$ 中最大值 $S_1 = S_2 + F$ $S_3 = S_2 + F_e$ $S_4 = S_2$	加速启动	S_{2a} 取 S'_{min} 和 $K_2 F_e$ 中最大值 $S_{1a} = S_{2a} + F_e$ $S_{3a} = S_{2a} + F_e + F'_{1a}$ $S_{4a} = S_{2a}$		
向下输送	$F_a < 0$, $F_e > 0$		S_2 取 S'_{min} 、 S'_{min} 、 S'_{min} 和 $(K_2 F + F_e)$ 中最大值 $S_1 = S_2$ $S_2 = S_2 - F_e$ $S_3 = S_2 + F$	加速启动	S_{2a} 取 S'_{min} 、 S'_{min} 、 S'_{min} 和 $(K_2 F_e + F_e + F'_{1a})$ 中最大值 $S_{1a} = S_{2a}$ $S_{2a} = S_{2a} - (F_e + F'_{1a})$ $S_{3a} = S_{2a} + F_e$		
			S_2 取 S'_{min} 、 S'_{min} 、 S'_{min} 和 $(K_2 F + F_e)$ 中最大值 $S_4 = S_2$ $S_3 = S_2 + F_e$ $S_1 = S_2 - F$	减速制动	S_{2a} 取 S'_{min} 、 S'_{min} 、 S'_{min} 和 $(-K_2 F_e - F_e + F'_{1a})$ 中最大值 $S_{1a} = S_{2a}$ $S_{2a} = S_{2a} + F_e - F'_{1a}$ $S_{3a} = S_{2a} - F_e$		

头部滚筒驱动的水平输送机采用绞车式自动拉紧时胶带张力计算 表 1-3-34

阻力特征			$F_a > 0, F_c > 0, F > 0$		
拉紧装置位置			4 点		
驱动滚筒围包角利用情况			头部驱动滚筒围包角被完全利用	尾部驱动滚筒围包角被完全利用	
拉紧力计算(N)	等速运行拉紧力 S_L	按传动不打滑条件	$2\left(\frac{n_2}{n_2+1} K_{1,r} F - F_a\right)$	$\frac{2K_{1,w} F}{n_2+1}$	
		按挠度要求的最小张力条件	$2\left(S'_{min} + F_a - \frac{F}{n_2+1}\right) \geq 2S'_{min}$	$2\left(S'_{min} + F_a - \frac{F}{n_2+1}\right) \geq 2S'_{min}$	
	加速起动拉紧力 S_{aL}	按传动不打滑条件	$2\left(\frac{n_2}{n_2+1} K_{1,r} F_a - F_a - F'_{1a}\right)$	$\frac{2K_{1,w} F_a}{n_2+1}$	
		按挠度要求的最小张力条件	$2\left(S'_{min} + F_a + F'_{1a} - \frac{F_a}{n_2+1}\right) \geq 2S'_{min}$	$2\left(S'_{min} + F_a + F'_{1a} - \frac{F_a}{n_2+1}\right) \geq 2S'_{min}$	
等速运行时张力计算(N)			$S_2 = \frac{1}{2} S_L, S_1 = S_2 + F_a, S_2 = S_1 - \frac{n_2 F}{n_2+1}, S_2 = S_2 + F_a$		
加速起动时校核计算(N)			$S_{1a} = \frac{1}{2} S_{aL}, S_{1a} = S_{1a} + F_a + F'_{1a}$ $S_{2a} = S_{1a} - \frac{n_2 F_a}{n_2+1}, S_{2a} = S_{2a} + F_a + F'_{1a}$		

注: n_2 ——头尾驱动滚筒功率分配比,

$$n_2 = \frac{F_1 + F_{1a}}{F_2}$$

 $K_{1,r}$ ——头部双驱动滚筒绕入系数,

$$K_{1,r} = \frac{e^{\mu \alpha}}{e^{\mu \alpha} - 1}$$

 α' ——头部双驱动滚筒总有效围包角,其计算见3.1.4.2; $K_{1,w}$ ——尾部驱动滚筒绕入系数,

$$K_{1,w} = \frac{1}{e^{\mu \alpha} - 1}$$

绞车式自动拉紧时带张力计算见表1-3-33和表1-3-34。

3.1.6.3 绞车式固定拉紧时带张力计算

胶带的固定拉紧,就是在起动机前胶带被预拉紧,并在加速起动、等速运行及减速制动等状态下,胶带的变形总伸长始终保持不变,即输送带的拉紧滚筒不移动,而拉紧力或拉紧滚筒处胶带张力及其他各点的胶带张力都是自行变化的。

固定拉紧装置形式有螺旋弹簧拉紧和绞车拉紧。螺旋弹簧拉紧装置用于小型短距离固定的带式输送机和移动的带式输送机,绞车式拉紧装置用于大型带式输送机。

线路纵断面有变坡的各类输送机采用固定拉紧时的带张力计算见表1-3-35。对于线路有变坡的带式输送机的带张力及拉紧力应视线路具体条件进行计算,下面将带张力计算列入表1-3-36中。

绞车式固定拉紧胶带张力计算

表 1-3-35

输送机类别	向上输送	水平输送	向下输送
阻力特征	$F_s > 0, F_a < 0, F > 0$	$F_s > 0, F_a > 0, F > 0$	$F_s < 0, F_a > 0, F < 0$
示 图			
圆周力最大时, 横足不打滑和允许挠度所需的最小张力条件, 张力计算	运行状态 加速起动 $S_{1,0}$ 由 $(K_s F_s + F_a + F_{1,0}')$, $S_{2,1,0}, S_{2,2,0}, S_{2,3,0}$ 中最大值选取 $S_{1,0} = S_{1,0}$ $S_{2,0} = S_{1,0} - F_s - F_{1,0}'$ $S_{1,0} = S_{2,0} + F_s$	加速起动 $S_{1,0}$ 由 $K_s F_s$ 和 $S_{2,1,0}$ 中最大值选取 $S_{1,0} = S_{2,0} + F_s$ $S_{2,0} = S_{1,0} + F_s + F_{1,0}'$ $S_{1,0} = S_{2,0}$	减速制动 $S_{1,0}$ 由 $(K_s F_s - F_a + F_{1,0}')$, $S_{2,1,0}, S_{2,2,0}, S_{2,3,0}$ 中最大值选取 $S_{1,0} \approx S_{2,0}$ $S_{2,0} = S_{1,0} + F_s - F_{1,0}'$ $S_{1,0} = S_{2,0} - F_s$
等速时带张力(N)	$S_1 = S_{1,0} + \frac{1}{4}(F_s - F_a) - \frac{1}{2}F_{1,0}'$ $S_2 = S_1$ $S_3 = S_1 - F_s$ $S_4 = S_1 + F_s$	$S_2 = S_{2,0} + \frac{1}{4}(F_s + F_a) + \frac{1}{2}F_{1,0}'$ $S_1 = S_2 + F_s$ $S_3 = S_2 + F_s$ $S_4 = S_2$	$S_1 = S_{1,0} - \frac{1}{4}(F_s - F_a) - \frac{1}{2}F_{1,0}'$ $S_2 = S_1$ $S_3 = S_1 + F_s$ $S_4 = S_1 - F_s$
起动前预拉紧力计算(横载)	拉紧装置位置 3 点 拉紧力(N) $2S_{1,0} + \frac{1}{2}F_s - (F_a + F_{1,0}')$ $-\frac{1}{2}(q + 2q_0)gH$	2 点 $2S_{2,0} + \frac{1}{2}F_s + F_a + F_{1,0}'$ $\pm \frac{1}{2}(q + 2q_0)gH$	3 点 $2S_{1,0} + F_s - F_{1,0}' - \frac{1}{2}F_a$ $-(q + 2q_0)gH$
备 注	(1) 起动前预拉紧时, 制动器的闸未打开; (2) H 为向上输送提升高度, m	H 为水平输送机提升或下放高度, m; 拉紧力计算式中“ $\pm$ ”号的确定, 物料上运时取“+”号, 反之取“-”号	(1) 起动前预拉紧时, 制动器制动不应使胶带产生下滑; (2) H 为向下输送的下放高度, m

有变坡的输送机固定拉紧时带张力计算

表 1-3-36

序号	计算项目	计 算 和 说 明
1	已知条件	(1) 采用头部绞车式固定拉紧; (2) $F_s > F_a > F_{1,0}' > 0$, 上分支、下分支、5~6段、9~4段的运行阻力和加速惯性力分别为$F_s, F_a, F_{1,0}', F_{1,0}'', F_{1,0}'(1-2), F_{1,0}'(2-3), F_{1,0}'(3-4), F_{1,0}'(4-5)$

续表

序号	计算项目	计 算 和 说 明
2	计算出驱动滚筒最大圆周力运转状态下,按满足不打滑和允许速度的最小张力要求的输送带各点张力 (N)	按已知条件,启动时圆周力最大,其各点带张力计算如下: $S_{20} = S_{40} - F_c - F_{f0}$ $S_{10} = S_{20} + F_c$ $S_{30} = S_{40} - F_{0(1-4)} - F_{f0(1-4)}$ $S_{30} = S_{30} + F_{0(5-6)} + F_{f0(5-6)}$ $S_{50} = S_{40}$ S_{40} 由 $(K_2 F_c + F_c + F_{f0})$ 、 S'_{min} 、 S''_{min} 、 S'''_{min} 中最大值选取
3	计算等速时带张力 (N)	根据膨胀功总和相等的原理: $\frac{S_{20} + S_{30}}{2} L_1 + \frac{S_{30} + S_{40}}{2} L_2 + \frac{S_{50} + S_{40}}{2} L_3 + \frac{S_{40} + S_{10}}{2} L_4$ $= \frac{S_2 + S_3}{2} L_1 + \frac{S_3 + S_4}{2} L_2 + \frac{S_5 + S_4}{2} L_3 + \frac{S_6 + S_1}{2} L_4$ 将等速时各点张力计算式 $S_2 = S_4 - F_c$, $S_1 = S_2 + F$ $S_3 = S_4 - F_{0(1-4)}$, $S_4 = S_5 + F_{0(5-6)}$, $S_5 = S_4$ 及启动时各点带张力代入上式,经整理得: $S_4 = S_{40} + \frac{F_{f0(5-6)} - F_{f0(1-4)}}{2} + \frac{L_1}{4(L_1 + L_2)} (F_c - F) - \frac{L_1}{2(L_1 + L_2)} F_{f0}$
4	计算启动前预拉紧力 (N)	由已知条件,按头部拉紧计算拉紧力 S_L ,同样根据膨胀功总和相等的原理,即: $\frac{S_{20} + S_{30}}{2} L_1 + \frac{S_{30} + S_{40}}{2} L_2 + \frac{S_{50} + S_{40}}{2} L_3 + \frac{S_{40} + S_{10}}{2} L_4$ $= \frac{S_{20} + S_{30}}{2} L_1 + \frac{S_{30} + S_{40}}{2} L_2 + \frac{S_{50} + S_{40}}{2} L_3 + \frac{S_{40} + S_{10}}{2} L_4$ 将输送带预拉紧时各点张力 $S_{10} = S_{30} = \frac{S_L}{2}$, $S_{20} = S_{40} = \frac{S_L}{2}$ $S_{40} = \frac{S_L}{2} - q_0 g H$, $S_{30} = \frac{S_L}{2} - (q + q_0) g H$ 及启动时各点带张力代入上式经整理得: $S_L = 2S_{40} + \frac{1}{2} (F_{0(5-6)} + F_{f0(5-6)} - F_{0(1-4)} - F_{f0(1-4)})$ $+ \frac{L_1}{L_1 + L_2} \left(\frac{F_c}{2} - F_c - F_{f0} \right) + \frac{L_2}{2(L_1 + L_2)} (q + 2q_0) g H$
5	校验计算	根据本例已知条件,减速时带张力可以不验算

胶带采用绞车式固定拉紧与采用绞车式自动拉紧相比较,其优点是胶带的拉紧操作控制简单,但胶带带强增大。为使操作简便,又能降低输送带带强,可将两种拉紧方式进行组合,即为半固定拉紧或半自动拉紧。

半固定拉紧方式也是固定拉紧方式的一种特例,一般是将启动前和启动时胶带进行第一次拉紧,启动完毕后的等速运行和减速制动时的胶带进行第二次拉紧,两次拉紧,胶带变形总伸长不相等,即胶带的拉紧滚筒的两次位移不相等。每次拉紧的胶带的张力,可参照固定拉紧计算原理进行计算。

3.1.7 胶带及胶带硫化设备

3.1.7.1 钢丝绳芯胶带的结构与性能

钢丝绳芯运输带由上、下覆盖胶、芯胶、钢丝绳及边胶组成(图1-3-8)。

覆盖胶是用高强度、耐磨、耐冲击和耐老化的橡胶制造,适用于 $-40^{\circ}\text{C}\sim+50^{\circ}\text{C}$ 温度范围。

芯胶是用具有良好粘合性能的橡胶,以保证成品的钢丝绳抽出强度符合要求。

钢丝绳是用高级碳钢(一般为70[#])的钢丝镀锌,交互捻制而成。标准钢丝绳结构为 $7\times 7\times 3$ 和 $7\times 7\times 7$ 。

安全系数的选取与钢芯胶的技术性能和使用条件有关。一般静载安全系数应 ≥ 7 ,动载安全系数 ≥ 3 。计算时按静载安全系数初算,然后,按起动或制动状态的动载荷校核动载安全系数。

钢绳芯胶带技术性能见表1-3-37。

钢绳芯胶带技术性能表

1-3-37

型 号		GX 650	GX 800	GX 1000	GX 1250	GX 1600	GX 2000	GX 2500	GX 3000	GX 3500	GX 4000	GX 4500	GX 5000	GX 5450	GX 6000
胶带强度(kN/cm)		6.5	8.0	10	12.5	16	20	25	30	35	40	450	50	54.5	60
钢丝绳强度(kN)		14.5				34.1	45.5	56.8	67.0	71.7	79.50	94.50	103.00	113.25	
钢丝绳最大公称直径d(mm)		4.5				6.4 (6.75)	7.4 (8.1)	7.6	8.3	8.6	9.1	10	10.6	11	
钢丝绳中心距b(mm)		20	17	13.5	11	20	16	17	18	18	17	17	18	18	18
标准 胶厚	上、下覆盖胶厚度 $\delta_1+\delta_2$ (mm)	6+6				7+7	8+8	8+8	8+8	8+8	8+8	8+8	8+8	8+8	8+8
	芯胶厚度(mm)	7				9	11	12	12	13	14	14	16	16	
胶带厚度(mm)		19				23	27	28	28	29	30	30	32	32	
胶带质量(kg/m ²)		23.9	24.3	25	25.7	32.2	33.7	40.2	41.9	43.6	46.6	49.8	51.8	55.9	57.9
胶带宽度 B_1 (mm)		钢 丝 绳 根 数													
800		38	45	56	69	38	47	44	43						
1000			56	70	87	48	60	56	53	53	56	57	53	53	53
1200				86	104	58	72	68	64	64	68	63	64	64	64
1400					122	66	84	78	74	74	79	80	75	75	75
1600						76	95	90	86	85	90	91	85	85	85
1800						86	108	102	96	96	101	102	96	96	96
2000						96	120	113	107	107	113	114	107	107	107
2200							132	125	118	118	125	125	118	118	118
2400							145	136	129	129	136	136	129	129	129
2600								146	140	140	148	148	140	140	140
2800								160	151	151	160	160	151	151	151

注:1.胶带质量是计算质量应以产品为准;

2.上、下覆盖胶可与制造厂商定;

3.GX4500~6000,带宽2200~2800为青岛橡胶六厂新产品。

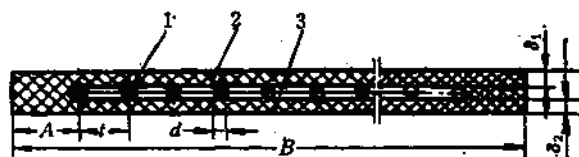


图 1-3-8 胶带结构

1—钢丝绳; 2—上覆盖胶; 3—下覆盖胶

3.1.7.2 钢绳芯胶带的带强计算

钢绳芯胶带的带强按下式计算:

$$GX \geq \frac{S_{\max} m_1}{B_1} \quad (1-3-60)$$

式中 GX ——输送带的带强, N/cm ;

$S_{\max}$ ——等速运行时输送带最大张力点的张力, N ;

m_1 ——胶带许用安全系数(DX 系列 $m_1=10$), 按制造厂推荐值及使用条件选取。

3.1.7.3 钢绳芯胶带订货长度及价格计量方法

1. 胶带订货长度按下式计算

$$L_A = 2K_s L' \quad (1-3-61)$$

式中 L_A ——胶带订货长度, m ;

L' ——输送机实长, m ;

K_s ——长度估算系数: $K_s=1.03 \sim 1.1$ 。

胶带制造厂胶带供货长度, 列如表1-3-38。

胶 带 供 货 长 度

表 1-3-38

型 号	每条(捆)胶带长(m)	型 号	每条(捆)胶带长(m)
GX650 GX800	130~150	GX2500 GX3000	100
GX1000 GX1250		GX3500 GX4000	
GX1600 GX2000	100~130	GX4500 GX5000	
		GX5450 GX6000	

2. 胶带价格计量面积按下式计算

$$Q = B_1 \frac{\delta}{1.5} L_A \quad (1-3-62)$$

式中 Q ——胶带价格计量面积, m^2 ;

B_1 ——带宽, m ;

1.5——胶带计价层厚度, mm , $\frac{\delta}{1.5}$ 即为计价层数;

δ ——胶带总厚度, mm 。

由上式计算价格计量面积 Q 后, 并按胶带每平方米价格即可求出胶带出厂价格。

3.1.7.4 钢绳芯胶带的连接尺寸

为了使接头处钢绳芯与橡胶的粘着力大于钢绳芯的破断力, 接头中钢丝绳应有一定的搭接长度。搭接长度可按下式计算。

$$l = \frac{P_n}{F_n} K \quad (1-3-63)$$

式中 l ——钢绳搭接长度, cm ;

P_n ——每根钢绳的破断力, kN ;

F_n ——粘着力, 即单位长度上的抽出力, kN/cm ;

K ——接头系数, $K=1.3 \sim 1.5$ 。

搭接长度与接头长度见表1-3-39, 接头形式见图1-3-9。

搭接长度与接头长度

表 1-3-39

胶带强度(kN/cm)	6.5~10	12.5	16	20	25	30/36	40	45	50	54.5	60
钢丝绳直径(毫米)	4.5	4.5	6.4	6.4	7.4	7.6~8.3	8.6	9.1	10	10.6	11
钢丝绳抽出力(kN/cm)	0.55	0.55	1084		1.00	1.14	1.30				
搭接长度 S' (mm)	400	400	550		700	750/800	850				
接头型式	接 头 长 度 L_s (mm)										
一 级	800	—	750	—	—	—	—	—	—	—	—
二 级	1000	1000	1300	—	—	—	—	—	—	—	—
三级全搭接	1450	1450	1850	1880	2300	2450/2600	2750				

注: 表中搭接长度 S' 是最低值。

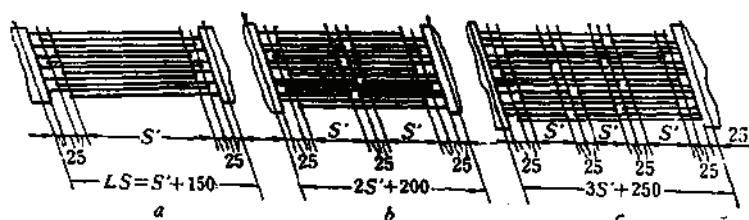


图 1-3-9 胶带接头形式

a—一级搭接; b—二级搭接; c—三级全搭接

3.1.7.5 钢绳芯胶带硫化设备

胶带硫化设备是胶带接头和修补的专用设备。

目前国内生产的硫化机有: 蒸汽加热液压的普通型蒸汽硫化器、电热蒸汽硫化器和电加热水压硫化器。可按具体情况按带宽选用。

普通型蒸汽硫化器: 体积大、质量大, 另需蒸汽锅炉。其优点是加热均匀可靠。有电源的场地不推荐采用。

电热蒸汽硫化器: 有防爆和非防爆两种。采用电热管加热, 而不用锅炉。其缺点是体积大使用不方便。优点是加热均匀可靠。

电加热水压硫化器: 是国内较为先进的硫化设备。其优点是结构为分解式、单件质量小、操作简单、搬运方便。现在生产的有DRLJ-1400和KDL-1000, 其技术性能见表1-3-40。

KDL-1000型矿用硫化器技术性能如下:

(按GX1600, $B=1000$ mm, 接头长度1.2~1.4m计算)。

硫化器外型尺寸(长×宽×高): 1400×1600×700(mm);

硫化器总质量1.57(t);

单件最大质量65(kg);

硫化一个接头耗电量10(kW·h)。

硫化工艺参数:

硫化温度: $145^{\circ}\text{C} \pm 3^{\circ}\text{C}$;

最大硫化压力: $9.8 \times 10^4 \times 25 (\text{Pa})$;

预硫化时间: 夏天29 (min);

冬天35 (min)。

DRLJ-1400 硫化器 技术性能表

表 1-3-40

序号	名 称	规格和型式	序号	名 称	规格和型式
1	胶接硫化运输带的宽度(mm)	1400(1200)	14	水 压 板	液压枕垫的行程(mm)
2	胶接硫化长度(mm)	按接头形式定			不大于10
3	升温时间(从常温升到硫化温度)(min)	不大于50			质 量(kg)
4	硫化温度($^{\circ}\text{C}$)	147	15	机 架	外型尺寸(长×宽×高)(mm)
5	硫化时间(min)	按胶带厚度定			1950×1375×300
6	总 功 率(kW)	~20			质 量(kg)
7	电 压(V)	380	16	电 动 泵	型 号
8	电加热板数量(块)	上、下各一			工作压力(MPa)
9	水压板数量(块)	1			质 量(kg)
10	机架数量(根)	上、下各6	17	手 动 泵	型 号
11	垫板数量(根)	左、右各1			工作压力(MPa)
12	夹紧机构数量(套)	左、右各1			质 量(kg)
13	电 热 板	电 压(V)	18	电 动 控 制 箱	主回路额定电压(V)
		功 率(kW)			控制回路额定电压(V)
		质 量(kg)			输出功率(kW)
14	水 压 板	水压板内水的压强(MPa)	19	硫化机总质量(kg)	2100
		2.5	20	外型尺寸(长×宽×高)(mm)	2175×870×716

3.1.8 滚筒组与机架

3.1.8.1 驱动滚筒

DX系列的驱动滚筒为钢板焊接结构,采用滚动轴承,驱动滚筒表面全部采用铸胶,其滚筒名义直径系列见表1-3-41。

铸胶花纹滚筒可提高滚筒与胶带的粘着系数,并便于排除物料输送中产生的积水。

驱动滚筒直径由下式计算

$$D = (150 \sim 200)d \quad (1-3-64)$$

式中 D ——驱动滚筒直径, mm;

d ——钢丝绳直径, mm。

当带强较大时,上式中钢丝绳直径倍数比值可取小值。驱动滚筒直径的确定还要考虑滚筒与输送带的表面的比压不能过大,一般以不超过1MPa为宜。

3.1.8.2 改向滚筒

DX系列的改向滚筒为钢板焊接结构。有400、500、630、1000、1250、1400、1600 mm等七种直径规格，其选取根据驱动滚筒直径、改向滚筒的围包角及其实际所受合力百分数（即实际所受合力与 $\frac{GX B_1}{10}$ 2 之比），由表1-3-42选取。

3.1.8.3 机架

用于固定支承滚筒的机架，DX系列共有八种，可根据滚筒的配置形式、改向滚筒的围包角及所受合力百分值来选取机架组别。

DX系列机架为箱型焊接结构，体积大，笨重。人字形机架结构简单，受力合理。

DX系列驱动滚筒直径选择表

表 1-3-41

滚筒名义直径(mm)	800	1000	1250	1400	1600
适用钢丝绳直径(mm)	4.5	6.75	8.1	9.18	10.3
适用带强GX(N/cm)	6500, 800 1000, 12500	16000, 20000	25000	30000, 35000	40000

DX系列改向滚筒直径选择表

表 1-3-42

带 宽 B	所受合力	围 包 角	驱 动 滚 筒 直 径 D (mm)								
	百 分 数	α	800		1000	1250	1400	1600			
			胶 带 强 度 GX (N/cm)								
			6500	8000	10000	12500	16000	20000	25000	30000	35000
(%)	(°)	改 向 滚 筒 直 径 D_1 (mm)									
800	100	180	800	800	1000	1250	1400	1600			
		30	500	500	500	630	800	1000			
	50	180	630	800	1000	1000	1250	1400			
		30	400	400	500	500	630	800			
	30	180	500	630	800	800	1000	1250			
		30	400	400	400	500	500	630			
1000	100	180	800	800	1000	1250	1400	1400			
		30	500	500	500	630	800	1000			
	50	180	630	800	1000	1000	1250	1400			
		30	400	400	500	500	630	800			
	30	180	500	630	800	800	1000	1250			
		30	400	400	400	500	500	630			
1200	100	180	—	800	1000	1250	1400	1600			
		30	—	500	500	630	800	1000			
	50	180	—	800	1000	1000	1250	1400			
		30	—	400	500	500	630	800			

续表

带 宽 <i>B</i>	所受合力 百 分 数 (%)	圈 包 角 α (°)	驱 动 滚 筒 直 径 D (mm)									
			800		1000		1250		1400		1600	
			胶 带 强 度 GX (N/cm)									
			6500	8000	10000	12500	16000	20000	25000	30000	35000	40000
改 向 滚 筒 直 径 D_1 (mm)												
1200	30	180	—	630	800	800	1000	1250				
		30	—	400	400	500	500	630				
1400	100	180	—	800	1000	1250	1400	1600				
		30	—	500	500	630	800	1000				
	50	180	—	800	1000	1000	1250	1400				
		30	—	400	500	500	630	800				
	30	180	—	630	800	800	1000	1250				
		30	—	400	400	500	500	630				
1600	100	180	—	—	1000	1250	1400	1600				
		30	—	—	500	630	800	1000				
	50	180	—	—	1000	1000	1250	1400				
		30	—	—	500	500	630	800				
	30	180	—	—	800	800	1000	1250				
		30	—	—	500	500	500	630				
1800	100	180	—	—	1000	1250	1400	1600				
		30	—	—	500	630	800	1000				
	50	180	—	—	1000	1000	1250	1400				
		30	—	—	500	500	630	800				
	30	180	—	—	800	800	1000	1250				
		30	—	—	500	500	500	630				
2000	100	180	—	—	1000	1250	1400	1600				
		30	—	—	630	630	800	1000				
	50	180	—	—	1000	1000	1250	1400				
		30	—	—	630	630	630	800				
	30	180	—	—	800	1000	1000	1250				
		30	—	—	630	630	630	630				

3.1.9 驱 动 装 置

根据等驱动功率单元法功率分配要求, DX系列每组驱动装置与驱动滚筒的组配形式有单滚简单机驱动、单滚筒双机驱动、双滚筒三机或四机驱动。

DX系列驱动机组类型有绕线型电动机配转子起动电阻的普通驱动装置和防爆鼠笼型电动机配液力联轴器的防爆驱动装置。

驱动装置是由电动机、减速机、高速联轴器、低速联轴器及制动轮、液压电磁制动器

或滚柱逆止器和保护罩等组成。对于下输送机配有盘型制动器。

高速轴联轴器有柱销联轴器、带制动轮柱销联轴器和液力联轴器三种类型，低速联轴器为棒销联轴器，用于联接驱动装置与驱动滚筒。

DX系列的制动器有电磁液压制动器和盘型制动器两种，均安装于高速轴上，前者的制动力工作中不可调，后者可调，并适用倾角大，负功率大的下输送机。

电磁液压制动器的选用要求和使用范围：（1）对于水平输送机，一般不采用制动器，若制动有时限要求和有安全制动的要求，可以选用单套制动器；（2）对于倾角较小，荷载小，满载停机后不会使输送机倒转的向上输送机，可采用单套制动器；（3）倾角大于 8° ，荷载大，有载停机，能使输送机倒转的向上输送机，必须采用两套自动控制的制动器，其中一套工作，一套备用；（4）对于向下输送机，只作为盘型制动器的备用制动装置。

为防止向上输送机停机时倒转和向下输送机停机时飞车，此时制动器应有足够的制动力阻止输送带下滑，其制动力矩按下式校验。

$$M_z = \frac{D}{2} F_z > [Hq - C_1(q + 2q_0 + q' + q'')\omega L] \frac{D\eta}{2i} g \quad (1-3-65)$$

式中 M_z ——阻止胶带下滑时所需制动力矩， Nm^2 ；

F_z ——阻止胶带下滑时所需制动力， N ；

D ——驱动滚筒直径， m ；

C_1 ——阻力减少系数，取 $C = 0.5 \sim 0.6$ ；

ω ——阻力系数，取 $\omega = 0.012$ ；

i ——减速比；

η ——传动效率，见3.1.5.4。

应当注意，制动器在输送机减速制动过程中所要求的制动力应由表1-3-22中相应方程式计算出。

3.1.10 拉紧装置

3.1.10.1 拉紧装置的选择与布置

拉紧装置的选择与布置分别见表1-3-43和表1-3-44。

拉紧装置布置要点：

（1）尽量布置在胶带张力最小处；

（2）当采用车式拉紧装置时，小车上的拉紧滚筒的受力方向应与小车的位移方向平行；

（3）采用绞车式固定拉紧装置或绞车式自动拉紧装置，可以根据具体情况布置成直线型和L型。

3.1.10.2 拉紧行程的计算

拉紧行程与拉紧方式有关。主要考虑胶带变形伸长和胶带接头时所需长度，拉紧行程计算如下：

$$S = (0.002 \sim 0.003)L + L_s \quad (1-3-66)$$

式中 L ——输送机长度， m ；

DX系列拉紧装置性能及使用范围

表 1-3-43

型式	型号	拉紧力 适用范围 (kN)	最大过 载能力 (kN)	拉紧速 度 (m/s)	最大拉 紧行程 (m)	绞车卷 筒长度 (mm)	滑 轮 倍 率	绞 车 牵 引 力 (kN)	拉紧力控制	拉紧性质	适用范围	
自动绞车式	D11	60~120	240	0.1	6.5	1000	6	20	张力传感器可在六个预定拉紧力点上发出信号,控制绞车的电动机随时显示拉紧力	在开车前,停机后及运转中可以使该筒车架有位移,拉紧力可以变化,也可以保持恒定	适用于惯性力大,拉紧力大,并需要控制拉紧力的输送机,下运输送机,大型水平输送机	
	D12				15	2000		40				
	D21	120~240	480		6	1000		80				
	D22				13.5	2000						160
	D31	240~480	960		6	1000		160				
	D32				14	2000						
	D41	480~960	1920	6	1000							
	D42			15	2000							
固定绞车式	D51	120~240	—	0.35	6.5	1000	12	20	用拉力表显示拉紧力	在开机前,停机后,可以开动绞车,使该筒车架有位移但拉紧力随张力变化自行变化	适用于水平输送机及小倾角提升输送机	
	D52				13	2000		40				
	D61	240~480	—		6	1000		80				
	D62				12	2000						
		D71	480~960		—	6		1000				
		D72				12		2000				
重锤式	D9	自重10(t) 车重+重物=10(t)							拉紧力恒定	滚筒车架有位移、张力不变	只适用于倾角大于12°的提升输送机	
重锤式									拉紧力恒定	滚筒车架垂直位移、张力不变	适用于张力不太大的提升输送机	

拉紧装置典型布置表

表 1-3-44

机型	典型布置简图	拉紧形式	机型	典型布置简图	拉紧形式
水平 胶带 输送机		自动或固定绞车式拉紧装置,布置在张力最小处	上运 胶带 输送机 (双滚筒传动拉紧形式同单滚筒)		重锤拉紧,输送机倾角不太小时, S1 张力最小
		自动或固定绞车式拉紧装置,布置在张力最小处			1. 重载车式拉紧,布置在张力最小处,选用条件是输送机倾角≥12° 2. 自动,固定绞车拉紧
		自动或固定绞车式拉紧装置			自动绞车或固定绞车拉紧
		自动或固定绞车拉紧,所需拉紧力比第一种情况大	下运 胶带 输送机		自动绞车拉紧装置布置在绕入点处
		自动或固定绞车拉紧,所需拉紧力比第二种情况大			自动绞车拉紧装置布置在绕出点处

S ——拉紧行程, m;

L ——接头长度, m, 与胶带接头次数 n 有关, 重力拉紧时取1次, 绞车式固定拉紧和绞车式自动拉紧取1~3次。

3.1.11 托辊组与托辊支架

3.1.11.1 托辊组的种类与选择

输送机的托辊组按使用条件, 承载段有: 水平托辊组、三节式槽型托辊组、五节式槽型托辊组、缓冲托辊组、调心托辊组和过渡托辊组; 回空段有: 水平托辊组、二节式槽型托辊组、调心托辊组。

托辊是带式输送机的主要部件, 用量大, 对能量消耗和胶带的寿命影响也大。因此, 托辊应当耐用、阻力小、质量小、表面光洁度高、径向跳动小。目前, 国产上多为三节式, 下托辊有平托辊和二节式托辊, 可用1~3年。

选择托辊组主要根据带宽、带速、承载能力。DX系列托辊规格见表1-3-45。

DX 系列托辊性能表

表 1-3-45

胶带宽度(mm)	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000
托辊允许荷载(N)	2650	4220	4710	6960	9020	11380	12750
托辊轴直径(mm)	20	25	25	30	30	35	35
托辊直径(mm)	89	108		133		159	
托辊最高转速(n/min)	676	557	707	718		600	
轴承型号	204	305		406		407	
轴承使用寿命(h)	16000	21000	16000	20000	21000	18500	≥ 16000

3.1.11.2 托辊支架

托辊支架用于支承托辊组, 有刚性和挠性两种类型。刚性支架又分铸造和型钢两种。挠性支架有用钢绳和绞接等形式, DX系列采用型钢刚性支架, 包括中间架及中间架支腿。

3.1.12 清扫装置

输送机在载料运行的过程中, 由于物料的撒落和粘污会使胶带、托辊和滚筒上粘有物料, 造成输送机胶带的跑偏。清扫装置的作用就是在不损伤胶带的情况下, 将胶带清扫干净。

由于物料的粘结性能和输送机的使用条件不同, 在实践中采用了多种不同结构形式的清扫装置。

3.1.12.1 刮板清扫器

这是一种普通的清扫方法。使刮板贴近胶带面, 将胶带表面上粘结的物料刮掉。选用DX系列胶带机时, 可按其标准产品配用。

3.1.12.2 旋转清扫刷

采用压制麻刷或尼龙刷, 使之顺胶带运行方向或反方向旋转(图1-3-10)。这种旋转清扫刷适用清扫粉末状物料。

3.1.12.3 螺旋滚筒清扫器

这种清扫设备(图1-3-11)是一个带螺旋槽的橡胶滚筒。其清扫效果好,但需要较大的功率,适用于大型输送机。

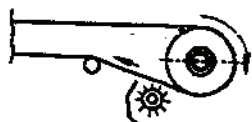


图 1-3-10 尼龙刷旋转清扫器



图 1-3-11 螺旋滚筒清扫器

3.1.12.4 链板式清扫器①

在两条链子间安装一些刮板,并使之顺胶带的运行方向或反方向回转,达到清扫胶带的目的。这种清扫器叫做哈德生清扫器,适用清理粘性细粉状物料,但它对较小的输送机不适用。

3.1.12.5 高压水冲洗法

用高压水将胶带上的灰尘冲洗掉,如图1-3-12所示。这种方法适用于清扫很潮湿的物料或细小颗粒。

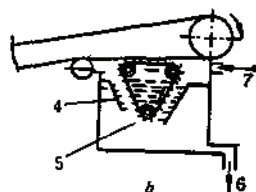
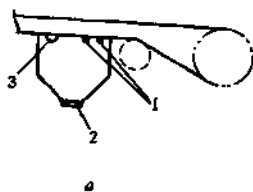


图 1-3-12 高压水冲洗装置

a—用高压水冲洗设备之一; b—用高压水冲洗设备之二

1—喷水管; 2—排污管; 3—刮水托辊; 4—尼龙刷子板; 5—尼龙刷; 6—排污口; 7—冲水入口

3.1.12.6 胶带翻转法

胶带翻转,是在胶带头部和尾部附近将胶带翻转 180° ,胶带以其干净一面沿下托辊运行。这种方法用于运送粘性物料,而在刮、刷、洗都不足以清除的地方,效果良好。此法的优点是:避免弄脏托辊和沿输送机线路散落粘着物,减轻胶带和托辊的磨损,使胶带运行阻力减小,延长胶带寿命,节约运行费用。目前国外采用的胶带翻转清扫法有以下几种。

(1) 自由翻转:在翻转段两端各装一对水平托辊,胶带从托辊的夹缝中间通过。

(2) 强制翻转:除了上述两对水平托辊外,在翻转段的中间再装一对垂直托辊,使胶带从这对中间托辊夹缝中通过时保持垂直。

(3) 定向翻转:胶带非工作面通过按弧形布置的若干组托辊实现翻转。

(4) 管形翻转:胶带以干净的非工作面与组装成环形的托辊组接触,在翻转段上胶带被卷成管状。

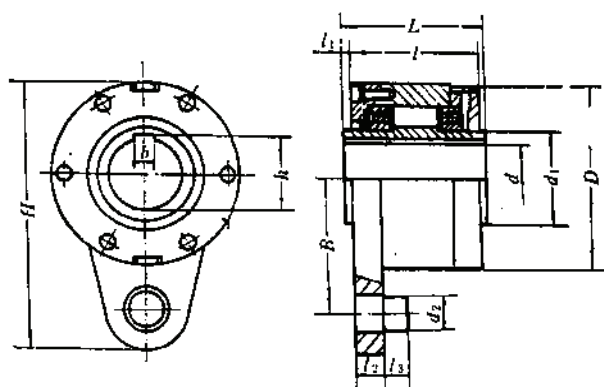
第1和第2种方法只适用于翻转窄胶带,而第3第4种方法适用于翻转任何宽度的胶带。

根据胶带强度的不同,钢绳芯胶带翻转段的长度取带宽的15~25倍。

① 杨复兴译“胶带输送机的新型给料、装载装置”《起重运输机械》,1982。

NF非接触型逆止器主要参数及尺寸

表 1-3-46



逆止器代号	公称逆止力矩	最大逆止力矩	最小接触数	最大转数	外形及安装尺寸 (mm)														配套减速器型号	质量
	(N·m)		(r/min)		d	D	B	H	d ₁	d ₂	L	l	L ₁	L ₂	L ₃	h	b	(kg)		
NF10-S	1800	2720	413	1500	70	230	170	330	100	38	155	145	5	25	25	74.9	20	ZL85	40	
NF10T-S	2500	4250	395	1500	70	245	185	358	110	42	166	156	5	30	28	74.9	20	ZL85	64	
NF80-S	2500	4250	395	1500	80	245	185	358	110	42	166	156	5	30	28	85.4	22	ZL100	58	
NF80T-S	4000	6800	388	1500	80	260	195	380	120	45	180	168	5	35	30	85.4	22	ZL100	85	
NF90-S	4000	6800	388	1500	90	260	195	380	120	45	180	168	5	35	30	85.4	24	ZL115	76	
NF90T-S	5000	8500	377	1500	90	275	210	408	140	48	185	170	7	40	35	95.4	24	ZL115	100	
NF100-S	5000	8500	377	1500	100	275	210	408	140	48	185	170	7	40	35	106.4	28	ZL130	95	
NF100T-S	6300	10700	362	1500	100	295	225	440	150	52	220	210	5	45	35	106.4	28	ZL130	115	
NF110-S	6300	10700	362	1500	110	295	225	440	150	52	220	210	5	45	35	119.4	32	1ZHLR115	110	
NF110T-S	8000	14000	333	1500	110	330	250	490	170	58	250	230	10	50	40	119.4	32	1ZHLR115	145	
NF130-S	8000	14000	333	1500	130	330	250	490	170	58	250	230	10	50	40	140.4	36	1ZHLR130	130	
NF130T-S	10000	17000	320	1500	130	360	270	530	180	62	260	242	9	55	40	140.4	36	1ZHLR150	165	
NF140-S	10000	17000	320	1500	140	360	270	530	180	62	260	242	9	55	40	150.4	36	1ZHLR170	155	

式中 M_z ——带式输送机高速轴计算逆止力矩, Nm (见式1-3-65);

n ——驱动装置选配逆止器数量;

K_f ——接合系数, 输送机每小时停车次数小于10次取 $K_f = 0$; 大于10次取 $K_f = 0.1$;

K_u ——温度系数, 按工作环境温度选取;

$t(^{\circ}\text{C})$	20	30	40	50	60	70
K_u	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5

K_s ——时间系数, 按每天工作小时数 N 选取;

$N(\text{h})$	<2	2~6	6~12	12~24
K_s	0	0.1	0.2	0.3

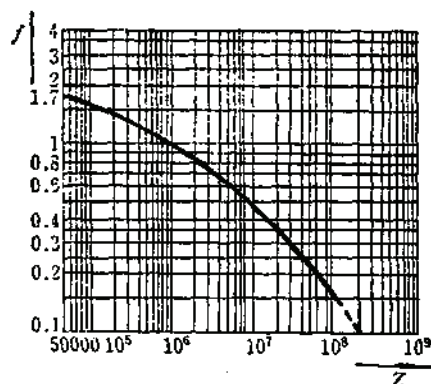


图 1-3-15 逆止器寿命系数与承载次数 Z 的关系

逆止器装在减速器高速轴上, 为阻止逆止器回转, 必须将逆止器销轴固定, 可采用加防转轴座和底架等。

3.1.13.2 打滑保护装置

一般采用两台DXM2保护装置, 分别测定胶带与传动滚筒的速度。当胶带打滑时, 则两台保护装置的侧速发电机产生电压差, 使电压继电器动作, 发出胶带打滑的信号, 自动拉紧装置动作, 增加拉紧力, 如仍继续打滑, 则输送机停车。

在装配DXM2保护装置时, 摩擦轮中心线应高于传动滚筒中心线。打滑保护装置结构安装见图1-3-16。

云南小龙潭煤矿是用测量改向滚筒的

f ——寿命系数, 按逆止器工作总次数从图1-3-15选取;

ψ ——不均载系数, 单滚筒驱动时取 $\psi = 1$; 多滚筒驱动时按表1-3-47选取;

(4) 根据减速器高速轴转向最后确定逆止器规格。

不均载系数 表 1-3-47

驱动型式	双滚筒二电机	双滚筒三电机	双滚筒四电机
ψ_{max}	2	1.5	2

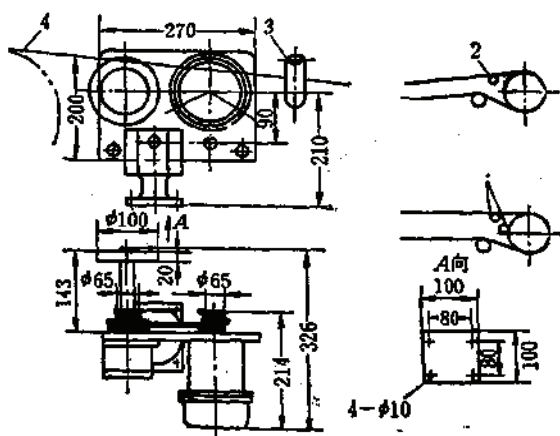


图 1-3-16 打滑及超速防护装置结构安装简图

1—打滑保护装置; 2—超速保护装置; 3—防胶带跑偏挡轮; 4—胶带上分支

转数(间接地测量输送带速度)的方法,即将主动滚筒的转数与改向滚筒的转数加以比较,如果有差值,则输送机胶带出现了打滑,速度继电器发生胶带打滑的信号。

3.1.13.3 超速保护装置

此装置是用于下运输送机。它利用一台DXM2保护装置,测定胶带运行速度,发出电压信号,使电压继电器动作,输送机制动停车,其结构安装参见图1-3-16。

3.1.13.4 防跑偏保护装置

防跑偏保护装置由立辊和行程开关组成。当胶带跑偏量超过规定范围时,防跑偏开关动作。DX系列防跑偏保护装置安装尺寸见表1-3-48。

DX系列防跑偏保护装置安装尺寸

表 1-3-48

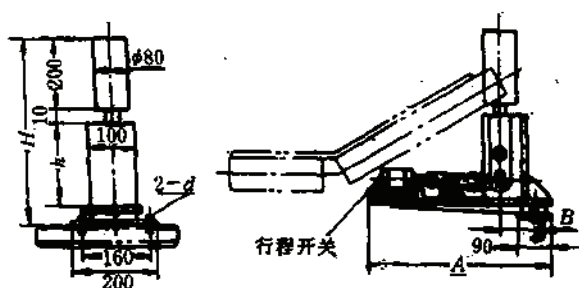


图 号	带 宽	A	B	H	h	螺 栓 d	质 量 (kg)
DX3M1	800	432	73	460	200	2-M16	16.4
DX4M1	1000	435	76	500	200	2-M16	16.9
DX5M1	1200	466	107	560	300	2-M16	19.0
DX6M1	1400	472	113	637	360	2-M16	20.1
DX7M1	1600	534	175	685	360	2-M16	21.2
DX8M1	1800	539	180	735	450	2-M16	22.4
DX9M1	2000	529	170	775	450	2-M16	22.6

注: 1. 单位为mm。

2. 南京机床电器厂生产PFK₀-A型防偏开关。

3.1.13.5 拉绳开关

带式输送机沿线应装设拉绳开关或固定式事故开关。当输送机某处发生事故时,操作人员在输送机任何部位拉动拉绳,均可使开关动作,切断电路使输送机停转。此外,当发出开车信号后如现场不允许开车时,也可以拉动开关,制止起动。

开关数量根据输送机长度和拉绳开关有效控制长度(30~150m)而定。开关拉绳必须使用钢丝绳,以免拉伸弹性变形太大。拉绳操作高度一般距地面0.7~1.2m。

PLK₀型拉绳开关有关参数见表1-3-49。

PLK₀型拉绳开关主要技术参数

表 1-3-49

性 能	拉 绳 开 关 型 号	
	PLK ₀ -100	PLK ₀ -25
控制有效最大长度(m)	150	30~40
最小驱动力(N)	100	7.3
动作行程(mm)	≥7	≥3
极限行程(mm)	≤8	≤5
触头控制容量(V、A)	380V, 2A	380V, 2A

注：生产厂为南京机床电器厂。

3.1.13.6 防纵向撕裂保护装置

输送带发生纵向撕裂事故，是指在运行中由于异物（钢钎等铁件）或坚硬矿岩挤压、卡住乃至穿入胶带内致使胶带纵向撕开，如果不及时停车，可将胶带撕开数十米甚至百米。因此，必须采用防止胶带纵向撕裂的保护装置。

小龙潭煤矿带式输送机胶带防纵向撕裂装置是由检出装置和控制装置组成。检出装置分为A型和B型，A型安装在装料处，B型安装在托辊间。当装载输送过程中，由于被卡或胶带被穿透，便可发出信号并停机。

沈阳计算机外部设备总厂研制了ZL系列纵向撕裂保护装置。

3.1.13.7 漏斗堵料监测器

对于运输易堵物料的带式输送机，在漏斗处应装设防堵监测器。

漏斗堵料监测器安装在带式输送机头部漏斗壁上，用以监测漏斗内料流情况。当漏斗堵塞时，料位上升，监视器发出信号并切断输送机电源，从而避免事故的发生。

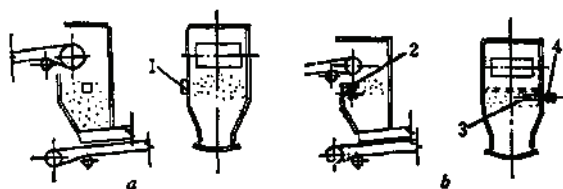


图 1-3-17 漏斗堵料监测器

a—侧压型；b—探棒型

1—侧压型漏斗监测器；2—防冲板；3—探测棒；
4—探棒型漏斗堵料监测器

漏斗堵料监测器型式较多，常用的有侧压型、探棒型、漏损型和螺旋桨型等。

侧压型是在头部漏斗侧壁上开一窗口安设监测器，当漏斗堵塞时，物料通过开口直接压迫监测器，使监测器动作，见图1-3-17a。探棒型监测器是带有探测棒的电容式监测器，以探测棒是否接触物料来判断漏斗是否堵料。为了防止大块物料落下时

损伤探测棒，应在探测棒的上方加设防冲击板，其安装形式见图1-3-17。

3.1.14 装 载 设 施

3.1.14.1 給料设备

給料设备的选择，主要考虑物料的粒度和物理性质、給料量和矿仓底部结构及配置要求。

输送机的給料设备主要有板式給料机、振动給料机、胶带给料机等。

1. 板式给料机

板式给料机最大给矿粒度可达1000mm, 可以承受矿仓中矿石的冲击和矿柱的压力, 给矿均匀可靠, 是向带式输送机给料的一种主要设备, 但设备笨重, 价格较贵。

板式给料机按其承受矿仓中矿柱压力大小和给矿粒度的尺寸可分为重型、中型或轻型。

链板宽度一般按最大给矿粒度的2.0~2.5倍(大块含量少时取小值)选取。其长度按矿仓容积及配置要求确定。

板式给料机有水平和倾斜两种配置方式, 倾斜配置可以加大矿仓容积及降低配置高度。

板式给料机生产能力

$$Q = 3600vbh\gamma\varphi \quad (1-3-68)$$

式中 Q ——板式给料机的生产能力, t/h,

v ——链板移动速度, 一般为0.025~0.2, m/s,

b ——矿仓口宽度, 一般为链板宽的0.9倍, m,

h ——料层厚度, m,

γ ——松散物料密度, t/m³,

φ ——充满系数, 一般为0.8。

板式给料机的技术性能见表1-3-50。

板式给料机的技术性能

表 1-3-50

型式	序号	型号及规格	链板速度 (m/s)	运料粒度 (mm)	安装最大角度 (°)	生产能力 (m ³ /h)	电 动 机		外 形 尺 寸			总质量 (t)	参考价格 (元)	制造厂		
							型 号	功率 (kW)	长 (mm)	宽 (mm)	高 (mm)					
重 型	1	GBZ120-4.5	0.05	≤500	15	100	JQO ₁ -61-4	18	6983	5197	2080	31.29	58000	比 阳 矿 山 机 器 厂		
	2	GBZ120-5							7593			33.44	60000			
	3	GBZ120-5.6							8183			34.33	60000			
	4	GBZ120-6							8683			35.91	60500			
	5	GBZ120-8					JQO ₂ -71-4	22	10533			41.39	77000			
	6	GBZ120-8.7							11383			43.21	80000			
	7	GBZ120-10							12583			46.69	86000			
	8	GBZ120-12							14653			51.69				
	9	GBZ120-15					JQO ₂ -72-4	30	17658	5506		62.14	118000			
	10	GBZ150-4		≤600		150	JQO ₁ -61-4	13	6813	5497		33.2	58000			
	11	GBZ150-6					JQO ₂ -71-4	22	8683	5636		39.81	70000			
	12	GBZ150-7							9633			43.4	77400			
	13	GBZ150-8							10533			46.01	83000			
	14	GBZ150-9					JQO ₂ -72-4	30	11683	5806		50.32	90000			
	15	GBZ150-12					JQO ₂ -82-4	40	14653	5923		60	120000			

续表

型式	序号	型号及规格	筛板速度 (m/s)	运料粒度 (mm)	安装最大角度 (°)	生产能力 (m ³ /h)	电 动 机		外 形 尺 寸			总质量 (t)	参考价格 (元)	制 造 厂
							型 号	功率 (kw)	长 (mm)	宽 (mm)	高 (mm)			
重 型	16	GBZ180-8	0.05	≤800	15	240	JQO ₂ -82-4	40	10533	6222	2080	51.44	105000	沈阳 矿山 机械 厂
	17	GBZ180-9.5							12033			57.48	115000	
	18	GBZ180-10							12593			59.67	116000	
	19	GBZ180-12							14653			66.11	120000	
	20	GBZ240-4							6613			44.77	100000	
	21	GBZ240-5	0.05	≤1000	15	400	JQO ₂ -72-4	30	7533	6706	2080	50.73	110000	
	22	GBZ240-5.6							8133			62.43	118000	
	23	GBZ240-10							12593			75.45	150000	
	24	GBZ240-12							14653			85.41	170000	
	25	GBZ240-8	0.062~ 0.186	≤400	12	610~ 1830	OEHS02 763	50~ 150	11000	4100	1150	75.00		
中 型	1	GBH80-2.2	0.025 ~0.15	≤300	15~91	15~91	JO ₂ -42-4	5.5	3840	2853	1185	3.722	13400	唐山 冶金 矿山 机械 厂
	2	GBH80-4							5640	2893	1185	4.922	15900	
	3	GBH100-1.6							3240	3053	1235	3.561	12800	
	4	GBH100-3							4640	3123	1235	4.536	13000	
	5	GBH120-1.8							3440	3323	1286	3.265	13400	
	6	GBH120-2.2	0.0058 ~0.04	≤400	20	35~ 217	JO ₂ -52-6	7.5	3840			4.271	13500	
	7	GBH120-2.6							4240			4.56	13600	
	8	GBH120-3							4640			4.886	15400	
	9	GBH120-4							5640			5.624	19500	
	10	GBH120-4.5							6140			6.116	20600	
轻 型	1	GBQ50-6	0.16	≤160	20	62	JO ₂ -52-6	7.5	7476	2736	980	3.892		沈阳 矿山 机械 厂
	2	GBQ80-6							7476	3096		4.265		
	3	GBQ80-10							11476	3096		5.822		
	4	GBQ80-12							13476	3126		6.556		
重 型 (新产品系列)	1	BZ800-4~20	≤300	≤400		14~ 140								
	2	BZZ800-4~20				20~ 200								
	3	BZ1000-4~20				23~ 230								
	4	BZ1000-4~20				35~ 350								

续表

型式	序号	型号及规格	链板速度 (m/s)	运料粒度 (mm)	安装最大角度 (°)	生产能力 (m³/h)	电动机		外形尺寸			总质量 (t)	制造厂
							型号	功率 (kw)	长 (mm)	宽 (mm)	高 (mm)		
重 型 (新 产 品 系 列)	5	BZ1250-4~20	0.02~ 0.2	≤500		35~ 350							
	6	BZZ1250-4~20				55~ 550							
	7	BZ1600-4~16				64~ 640							
	8	BZZ1600-4~16				95~ 950							
	9	BZ2000-4~16				104~ 1040							
	10	BZZ2000-4~16				155~ 1550							
	11	BZ2500-4~16				165~ 1650							
	12	BZZ2500-4~16				250~ 2500							
	13	BZ3150-6.3~10				700~ 2650							
	14	BZZ3150-6.3~10				1000~ 4000							

2. 电磁振动给料机

电磁振动给料机的特点

(1) 结构简单, 无旋转件, 使用维护方便, 比其他给矿设备质量小, 给料比较均匀。

(2) 给料量容易调节, 便于实现给料量的自动控制。

(3) 给料粒度范围大, 可在0.6~500mm内变化。

(4) 占地面积及配置高差小, 在料仓出料时有疏松物料的作用。

缺点是在第一次安装时调正困难; 在输送粘性物料时容易堵塞矿仓口, 不适用于潮湿条件下工作。

电磁振动给料机的技术性能见表1-3-51。

江西宜春钨钼矿使用振动给矿筛分机效果很好; 振动的放矿机向带式输送机供矿, 近年来也开始应用, 金山店铁矿、桃林铅锌矿使用效果都较好。

3. 皮带给料机

皮带给料机适用于均匀运送粒度不大于200mm的物料。其优点是给料均匀, 给料距离可长。其缺点是不能直接承受矿柱压力, 为此, 必须在矿仓口与给料机之间设置漏斗或闸门。

皮带给料机的技术性能见表1-3-52。

4. 槽式给料机

槽式给料机在煤矿中应用较多。在金属矿山使用较少。

3.1.14.2 装载站的布置

1. 装载站的基本要求

向输送机装载, 其装载设施的结构合理与否, 直接影响输送机的稳定运行和胶带的寿命。因此, 应该注意如下几点:

电液振动给料机的技术性能

表 1-3-51

型 号	槽 子 规 格 (mm)			给 矿 粒 度 (mm)	生产能力(t/h) 当密度1.6t/m ³ ·时		振幅 (mm)	频率 (Hz)	交流 电压 (V)	外 形 尺 寸 长×宽×高 (mm)	配套控制箱型号	电 流 (A)	总功率 (kW)	设备 质量 (kg)	参 考 价 格 (元)	制 造 厂
	宽	长	高		水 平	-10°										
GZ1	200	600	100	50	5	7	1.75		220	910×376×485	XKZ-5G ₂ X	1.0	0.06	73	1300	鹤壁通用机械厂
GZ2	300	800	120	50	10	14				1175×508×600	XKZ-5G ₂ X	2.3	0.15	146	1700	
GZ3	400	900	150	75	25	35				1325×578×675	XKZ-5G ₂ X	3.8	0.20	217	2500	
GZ4	500	1100	200	100	50	70				1615×762×814	XKZ-20G ₂ X	7.0	0.45	412	3500	
GZ5	700	1200	250	150	100	140				1815×840×980	XKZ-20G ₂ X	10.6	0.65	656	3600	
GZ6	900	1600	250	200	150	210	1.5	50	380	2410×1092×1500	XKZ-20G ₂ X	13.3	1.5	1252	6000	
GZ7	1100	1800	250	250	250	350				2800×1332×1710	XKZ-100G ₂ X	20.0	3.0	1920	10000	
GZ8	1300	2200	300	300	400	560				3302×1556×1995	XKZ-200G ₂ X	32.0	4.0	3040	13000	
GZ9	1500	2400	300	350	600	840				3515×1775×2200	XKZ-200G ₂ X	38.6	5.5	3750	15000	
GZ10	1800	2500	375	600	750	1050				3630×2546×2235	XKZ-500G ₂ X	32.0×2	4.0×2	6491	30000	
GZ11	2000	2800	375	500	1000	1400				4060×2640×2310	XKZ-500G ₂ X	38.6×2	5.5×2	7680	35000	

皮 带 给 料 机 的 技 术

表 1-3-52

序 号	设备型号	带宽 (mm)	滚筒 中心距 (mm)	首尾轮 直 径 (mm)	带速 (m/s)	给料能力 (t/h)	电 动 机			减 速 机		外形尺寸 (mm) 长×宽×高	质量 (kg)	资 料 来 源	图 号	备 注
							型 号	功率 (kW)	转 速 (r/min)	型 号	速比					
1	B800×4000	800	4000	500	0.52	60~100	JO ₂ -112 Ls	3	710	JZQ-350 II-12	31.5	6400×2714×2450	3170	北京有色冶金设计研究总院编《选矿设备图册》		
2	B1000×2000	1000	2000	400	0.4	200~450	JO ₂ -32-4	3	1430	P4Π-20-15.5 II		3235×1711×1134	1549			
3	B1000×2500	1000	2500	400	0.4	200~450 重1.8t/m ³	JO ₂ -32-4	3	1430	P4Π-120-15.5 II		3350×1683×1300	2105			
4	B1200×3000 悬挂式	1200	3000	450	0.25~0.4	240~400	Z3-41	3	1500	TVT-30-100	66.6	3450×1865×1085				
5	B1200×6500	1200	6500	450	0.25	200~300	Z3-41	3	1500	TVT-30-100	66.6	7065×1787×1265	1987			
6		1240	6000		0.14		JO ₂ -160M-6	15	1000		360	(机架) 6700×1900×2900		北京有色冶金设计研究总院	122452	用于金堆城钼矿三期工程允许给料粒度为300mm
7	14080	1400	3500		0.3		JO ₂ -52-6	7.5	1000		135		3944		13302285-4	
8	14080	1400	11000		0.3~0.25		JDO ₂ -62-8/8/4	8/8/11	730/980/1450		224		8736		136285	
9	12063	1200			0.3		调速型	10	970		105.3		~1600		传动装置 (左)136275 (右)136062	
10	140100	1400			0.15 0.2 0.3		JDO ₂ -61-8/8/4	6/8/8.5	730/980/1450		250		~1700		传动装置 (左)136276 (右)136277	

(1) 通过溜槽、缓冲板和料流导向设备, 给到胶带上的物料速度大小、方向应与胶带速度近似一致。

(2) 尽量减少物料落差, 特别要防止大块物料从高处直接落到胶带上。要有缓冲设施, 如采用悬挂托辊, 加密缓冲托辊组间距, 给缓冲托辊加衬和增多缓冲托辊组的数量等。

(3) 要对准胶带中心均匀给料, 不允许有物料堆积和撒落现象。

(4) 装载设施应使物料具有良好的流动性, 特别是输送粘性物料时防止堵塞。

(5) 装载设施要结构紧凑, 耐磨性好, 工作可靠。

2. 装料段拦板的布置尺寸

装料段拦板的装设是为了不使给到胶带上的物料撒落, 并使其过渡到稳定运行。

当运输大块坚硬矿、岩时, 拦板下缘与胶带之间的间隙应沿胶带运行方向均匀地增大。这样挤在拦板下面的块料随着胶带向前运动, 容易从拦板下面被带出, 从而避免胶带被割破。

为了防止粉矿从拦板下缘与运动胶带的缝隙漏出, 需在拦板外侧镶一条厚 8~16mm 的密封用硬橡胶带。

国外有些输送机的装料段不用硬橡胶带密封, 而将托辊组侧托辊的倾角增大到 45°, 有时达 60°, 这时仅用金属拦板导流就能形成稳定的料流。

拦板的长度与料流的速度和带速之差有关, 其值可用下式确定,

$$L_1 = \frac{v^2 - v_0^2}{2gf_1} \quad (1-3-69)$$

式中 L_1 ——拦板长度, m;

v_0 ——物料给到胶带上的速度在胶带运行方向的分速度, m/s;

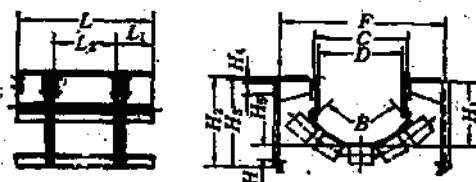
f_1 ——物料对胶带的摩擦系数。

拦板长度一般为带宽的 2~4 倍, 拦板之间的最大间距通常取槽形胶带宽度的 2/3~3/4。当输送流动性好的物料时, 最好将拦板的间距减小到槽形胶带宽度的二分之一。

DX 系列导料槽尺寸见表 1-3-53 至表 1-3-55, $B=800\sim 1200\text{mm}$ TD75 型导料槽尺寸见表 1-3-56。

导料槽前段尺寸

表 1-3-53



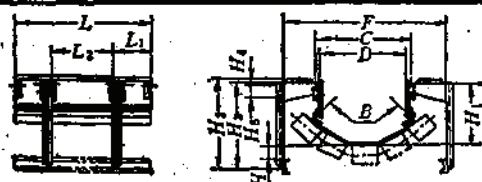
带宽 B	L	L_1	L_2	H	H_1	H_2	H_3	H_4	H_5	C	D	F	质量 (kg)	图 号
1400	1500	400	700	212	750	1050	1040	40	160	1130	1050	1810	236.9	DX6L1-1
1600				232	800	1140	1130			1320	1240	2060	243.1	DX7L1-1
1800				230	850	1180	1170			1520	1440	2280	249.7	DX8L1-1
2000				215	950	1280	1250			1680	1600	2470	267.2	DX9L1-1

注: 1. 单位为 mm。

2. $B=800\sim 1200\text{mm}$ 的导料槽前段, 按 TD75 型选用。

导料槽中段尺寸

表 1-3-54



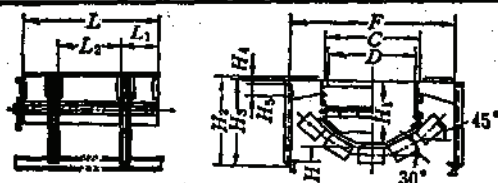
带宽 B	L	L ₁	L ₂	H	H ₁	H ₂	H ₃	H ₄	H ₅	C	D	F	质量 (kg)	图 号
1400				212	750	1050	1040			1130	1050	1810	238.4	DX6L1-2
1600				232	800	1140	1130			1320	1240	2060	244.6	DX7L1-2
1800	1500	400	700	230	850	1180	1170	40	160	1520	1440	2280	251.7	DX8L1-2
2000				215	950	1260	1250			1680	1600	2470	218.7	DX9L1-2

注: 1. 单位为mm。

2. B = 800~1200mm的导料槽中段, 按TD75型选用。

导料槽后段尺寸

表 1-3-55



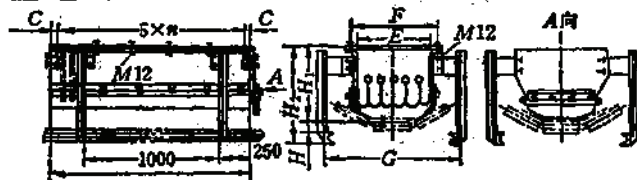
带宽 B	L	L ₁	H ₂	H	H ₁	H ₂	H ₃	H ₄	H ₅	C	D	F	质量 (kg)	图 号
1400				212	750	1050	1040			1130	1050	1810	263.2	DX6L1-3
1600				232	800	1140	1130			1230	1240	2060	279.7	DX7L1-3
1800	1500	400	700	230	850	1180	1170	40	160	1620	1440	2280	286.9	DX8L1-3
2000				215	950	1260	1250			1680	1600	2470	309.2	DX9L1-3

注: 1. 单位为mm。

2. B = 800~1200mm的导料槽后段, 按TD75型选用。

B = 800~1200mm TD75型导料槽尺寸

表 1-3-56



B ₁	H	H ₁	H ₂	C	E	F	G	n	质量(kg)			图 号		
									前段	中段	后段	前 段	中 段	后 段
800	170	400	636	30	694	760	1150	288	98	92	101	TD3J12-1	TD3J12-2	TD3J12-3
1000	210	550	858	30	842	910	1360	288	137	134	150	TD4J12-1	TD4J12-2	TD4J12-3
1200	230	600	918	35	992	1010	1610	286	178	169	189	TD5J12-1	TD5J12-2	TD5J12-3

3. 无驱动格筛給料转载装置

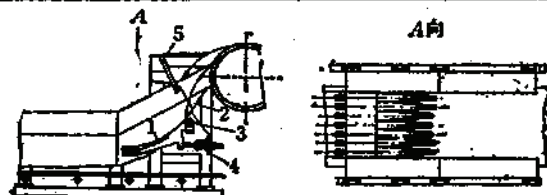
目前国内胶带输送机配套使用的給料转载装置品种较少。

苏联采用一种新型无驱动格筛作为給料转载装置。其结构及技术性能见表1-3-57。

使用此装置可使大块物料的自由落差由1.8~3.0m减小到0.3m,并使物流与胶带的相对速度差显著降低,因此胶带在转载站所受的磨损大大减轻,其使用寿命相应增长。

无驱动格筛給料转载装置技术性能

表 1-3-57



1—筛条; 2—导料板; 3—心轴; 4—弹簧; 5—給料挡板

带 宽 (mm)	筛条曲率半径 (mm)	筛条水平长度 (mm)	筛条垂直长度 (mm)	筛条根数 (根)
1000	1000	1100	600	4
1200				5
1400	1200	1250	730	6
1600				7
1800	1400	1500	860	8
2000				9

4. 转载站的布置实例

云浮硫铁矿钢丝绳芯带式输送机转载站布置见图1-3-18。

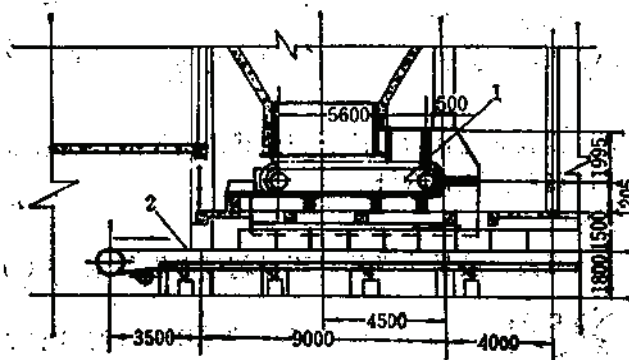


图 1-3-18 云浮硫铁矿带式输送机转载站布置

1—重型板式给料机1200×5600mm, 2—钢丝绳芯胶带输送机B=1200mm

山西铝厂输送机装载站布置见图1-13-19。

金山店铁矿主井口废石仓，由振动出矿机向输送机装矿，其装载站布置见图1-3-20。

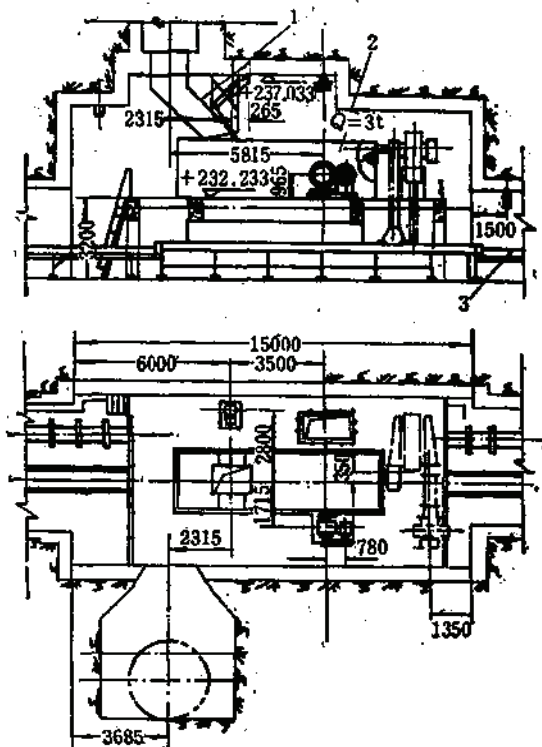


图 1-3-19 山西铝厂输送机装载站布置

1—液压反扇形闸门(放矿口 $1500 \times 1000\text{mm}$, 排矿口 $1000 \times 800\text{mm}$); 2—板式给矿机($1200 \times 4500\text{mm}$); 3—钢绳芯胶带输送机($B_1 = 1000\text{mm}$)

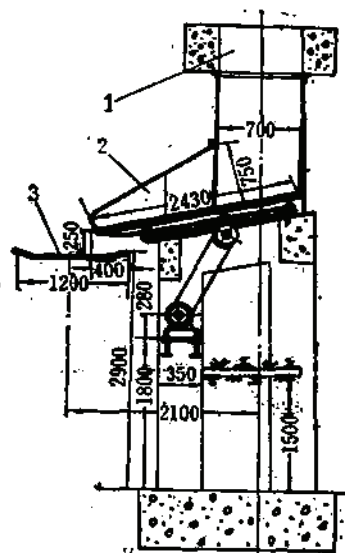


图 1-3-20 振动出矿机装载站布置

1—废石仓; 2—振动出矿机; 3—胶带输送机

3.1.15 线路布置

(1) 带式输送机的线路宜直线布置, 避免有过大的凸弧和凹弧。尽可能不设或少设中间转载站。在地面布置时, 应尽量避免与厂区、公路、铁路和居民区交叉。同时还应考虑输送机的基建、使用和维护的方便。

(2) 设计倾角较大的带式输送机时, 装料段尽可能设计成水平或将这一区段倾角适当减小。

(3) 各种卸料装置宜布置在水平段。在曲线段内不允许设置装料与卸料装置。

3.1.15.1 凸、凹弧段的几何尺寸

1. 凸弧段半径的确定

钢绳芯胶带通过凸弧段, 胶带边缘伸长不得超过许用伸长率(0.2%), 即应符合



图 1-3-21 在凸弧段的上托辊

$\frac{h}{R_1} < 0.002$, 见图1-3-21。DX系列规定 $\theta = 30^\circ$, $h = (0.15 \sim 0.17) B_1$, 则:

$$R_1 \geq (75 \sim 85) B_1 \quad (1-3-70)$$

式中 R_1 ——凸弧段半径, m;

B_1 ——胶带宽度, m。

各种带宽最小凸弧半径推荐值列于表1-3-58。

最小凸弧半径推荐值

表 1-3-58

带宽 B (mm)	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000
最小半径 R (m)	60	75	90	105	120	140	155

2. 凹弧度半径的确定

凹弧段应有足够大的半径, 凹弧段胶带重力必须大于凹弧段胶带由张力作用的向上合力, 如图1-3-22。则凹弧半径按下式计算:

$$R_2 = \frac{S_i}{q_0 g} \text{ 或 } \frac{S_{i+1}}{q_0 g} \quad (1-3-71)$$

式中 R_2 ——凹弧半径, m;

S_i, S_{i+1} ——凹弧起、终点张力; N_i ——

q_0 ——每米胶带质量, kg/m 。

为安全起见, S_i 或 S_{i+1} 应按起动时或制动时最大张力计算。

3.1.15.2 DX系列托辊组间距的确定

(1) 槽角 $\theta = 30^\circ$ 的上托辊组间距 L 见表1-3-59。

上托辊间距

表 1-3-59

带宽 B_1 (mm)	截面载荷	松散物料密度 ρ (t/m^3)	
		2.5	1.0~1.6
1200~2000	用足	1.0	1.2
	不用足	1.2	1.5
800~1000	—	1.2	1.5

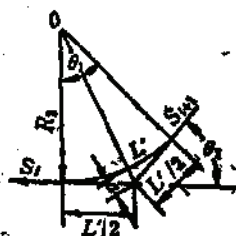


图 1-3-22 凹弧段计算图

(2) 下托辊组间距 L_0 均为 3m。

(3) 缓冲托辊组间距为 0.4m。

DX系列输送机带宽 $B_1 = 1400 \sim 2000$ mm 的钢芯胶带输送机托辊间距采用表1-3-60中推荐值时有标准中间架, $B_1 = 800 \sim 1200$ 毫米者, 可选用TD75型胶带输送机中间架。缓冲托辊组支承机架由选用者自配。

3.1.15.3 上托辊组基准尺寸

上托辊组基准尺寸见表1-3-60。

驱动滚筒铸胶厚度 δ 见表1-3-61。

3.1.15.4 滚筒与第一组托辊的间距

DX系列推荐铸胶滚筒上母线与中辊上母线的垂直高差为 $\frac{h}{2}$ 。见图1-3-23。

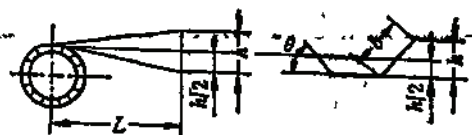
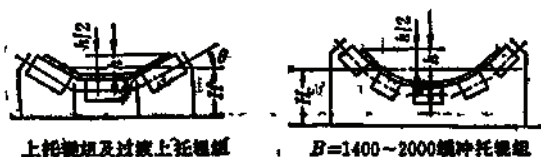


图 1-3-23 滚筒与第一组托辊尺寸关系图

上托辊组基准尺寸

表 1-3-60



带 宽 B_1	$\theta=30^\circ$ 上托辊		$\theta=20^\circ$ 上托辊		$\theta=10^\circ$ 过渡托辊		缓 冲 托 辊	
	A	H	A	H	A	H	A	H
800	140	240	—	—	—	—	140	240
1000	180	300	—	—	—	—	180	300
1200	202	330	137	295	—	—	200	330
1400	210	370	160	345	73	300	300	350
1600	242	400	182	370	80	320	320	420
1800	273	430	205	395	88	335	360	490
2000	303	445	228	405	96	340	460	415

注: 1. A 为胶带成槽深度;2. H 为托辊组与机架安装面到橡胶后滚筒上母线高度, mm;3. 缓冲托辊 $B=800\sim 1200$, 槽角 $\theta=30^\circ$; $B=1400\sim 2000$, 槽角平均 $\theta=36^\circ$;

4. 单位为 mm。

驱动滚筒橡胶厚度

表 1-3-61

驱动滚筒名义直径 (mm)	800	1000	1250	1400	1600
橡胶厚度 δ (mm)	10	12.5	15	15	20

考虑到高头部滚筒的第一组托辊槽角的影响, 该处张力很大, 胶带挠度接近于零, 为使胶带侧边局部伸长不超过钢丝绳芯胶带许用伸长率 (0.2%), 头部滚筒与第一组托辊的间距不能太小, 其最小间距 L_{min} 见表 1-3-62 或按下式计算:

$$L_{min} \approx 2.67\theta B_1 \quad (1-3-72)$$

式中 L_{min} ——头部滚筒与第一组托辊的最小间距, m;

θ ——托辊槽角, 弧度, 见表 1-3-62;

头部滚筒与第一组托辊的最小间距

表 1-3-62

带 宽 B_1 (mm)	托 辊 槽 角		
	$10^\circ (\theta=0.18)$	$20^\circ (\theta=0.35)$	$30^\circ (\theta=0.52)$
	头部滚筒与第一组托辊组最小间距 L_{min} (m)		
800			1.1
1000		1.0	1.4
1200		1.1	1.7
1400	0.7	1.3	2.0
1600	0.8	1.5	2.3
1800	0.9	1.7	2.6
2000	1.0	1.9	2.8

注: 括号内为弧度值。

B_1 ——带宽, m。

如果 L_{min} 值比承载托辊间距大得多, 应在滚筒与第一承载托辊之间安装几个槽角较小的过渡托辊组, 以防带垂。DX系列过渡托辊组配置有 $\theta=10^\circ$ 和 $\theta=20^\circ$ 两种槽角。

受料点应设缓冲托辊组。下运输送机, 装料点的缓冲托辊组至尾部滚筒间的胶带张力很大, 亦应装过渡托辊组。

第一组五辊缓冲托辊组与滚筒最小间距见表1-3-63或按式(1-3-73)计算。三辊缓冲托辊组的计算方法同式(1-3-73)。

$$L_{min} \geq 4.8b \quad (1-3-73)$$

式中 b ——缓冲托辊组的辊子长度, m, 见表1-3-63。

第一组五辊缓冲托辊组与滚筒最小间距

表 1-3-63

带宽 B (mm)	辊子长度 b (m)	最小间距 L_{min} (m)	带宽 B (mm)	辊子长度 b (m)	最小间距 L_{min} (m)
1400	~0.48	2.3	1800	~0.63	3.1
1600	~0.56	2.7	2000	~0.74	3.6

3.1.15.5 输送机通廊及输送机罩

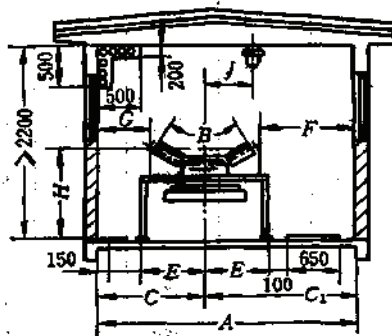
为防雨雪、防风、防日晒和防止意外损害, 并考虑控制检测装置和润滑剂的允许工作温度, 在输送机干线上应装设机罩或建造通廊。在严寒地区(气温 $-15^\circ \sim -20^\circ\text{C}$ 以下), 可考虑建造通廊(不采暖或采暖的)。

1. 输送机通廊

输送机通廊断面尺寸参见表1-3-64和表1-3-65。

单机通廊断面尺寸 (mm)

表 1-3-64

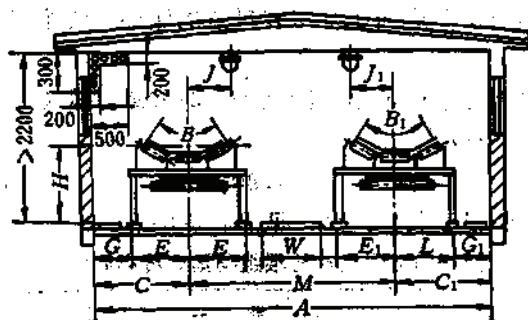


带宽 B (mm)	A	C_1	C	E	F	G	H	J
800	3000	1750	1250	563	1187	687	1000	500
1000	3200	1800	1400	743	1057	657	1000	600
1200	3600	2000	1600	880	1120	620	1000	700
1400	3800	2200	1600	980	1220	620	1460	800
1600	4000	2200	1800	1075	1125	725	1660	900
1800	4200	2300	1900	1215	1085	685	1750	1000
2000	4200	2300	1900	1280	1020	620	1800	1100

注: 通廊倾角为 $8^\circ \sim 12^\circ$ 时, 地面设防滑条, 超过 12° 时应设踏步, 踏步面应水平。

双机通廊断面尺寸 (mm)

表 1-3-65



帶 寬 $B+B_1$	A	M	C	C_1	E	E_1	G	G_1	J	J_1	W
800 + 800	5000	2500	1250	1250	563	563	687	687	500	500	1374
800 + 1000	5000	2350	1250	1400	563	743	687	657	500	600	1044
800 + 1200	5500	2750	1250	1500	563	880	687	680	500	700	1307
800 + 1400	5500	2650	1250	1600	563	980	687	620	500	800	1107
1000 + 1000	5500	2700	1400	1400	743	743	657	657	600	600	1214
1000 + 1200	5500	2600	1400	1500	743	880	657	620	600	700	977
1000 + 1400	6500	3500	1400	1600	743	980	657	620	600	800	1777
1200 + 1200	5500	3500	1500	1500	880	880	620	620	700	700	1740
1200 + 1400	6500	3400	1500	1600	880	980	620	620	700	800	1540
1400 + 1400	6500	3300	1600	1600	980	980	620	620	800	800	1340
1400 + 1600	6500	3100	1600	1800	980	1075	620	725	800	900	1045
1600 + 1600	7000	3400	1800	1800	1075	1075	725	725	900	900	1250
1600 + 1800	7000	3300	1800	1900	1075	1215	725	685	900	1000	1010
1800 + 1800	7500	3700	1900	1900	1215	1215	685	685	1000	1000	1270
1800 + 2000	7500	3700	1900	1900	1215	1280	685	620	1000	1100	1205
2000 + 2000	7500	3700	1900	1900	1280	1280	620	620	1100	1100	1140

注: 通廊倾角为 $8^{\circ}\sim 12^{\circ}$ 时, 地面设防滑条, 超过 12° 时应设踏步, 踏面应水平。

山西铝厂斜井输送机运输井筒断面布置尺寸见图1-3-24, 输送机倾角为 -12° , 设有检修绞车道, 轨距600mm, 凤凰山煤矿主斜井输送机运输井筒断面布置尺寸见图1-3-25, 输送机倾角为 $+16^\circ$, 设有轨距900mm的检修绞车道。

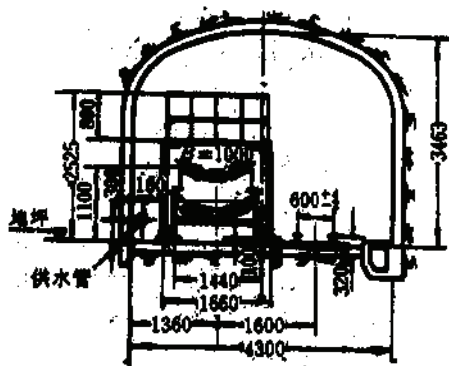


图 1-3-24 山西铝厂斜井井筒断面图

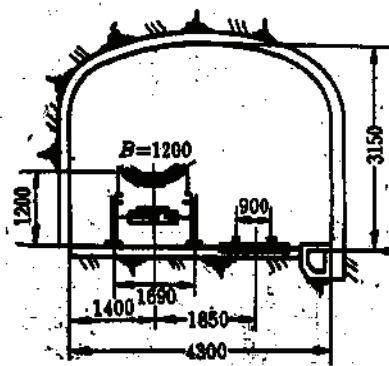


图 1-3-25 凤凰山煤矿斜井井筒断面布置

2. 输送机罩

当带式输送机露天布置时, 为节省基建投资, 不设皮带通廊采取加输送机罩的办法防止物料受雨、雪、风力的影响。如冀东水泥厂使用全封闭式薄瓦块铁罩。如图1-3-26所示, 宁波北仑港使用半封闭式玻璃钢罩。如图1-3-27所示。

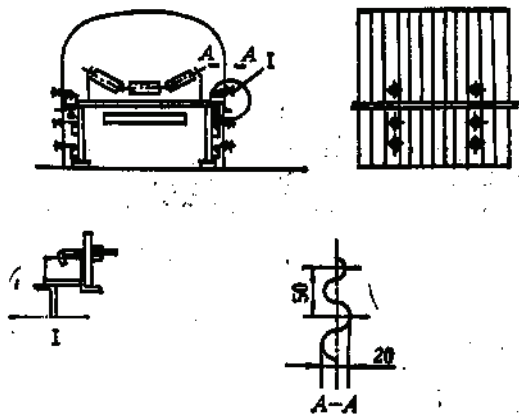


图 1-3-26 全封闭输送机罩

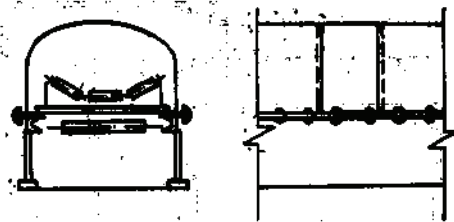


图 1-3-27 半封闭输送机罩

3.1.15.6 输送机检修设施

- (1) 在倾斜巷道中, 采用胶带输送机运输时, 输送机的一侧应平行敷设一条卷扬机道。
- (2) 露天矿采用输送机运输时, 应有公路与驱动站、拉紧站、中间转角站相遇。
- (3) 在各装料点和卸料点应装设固定的保护装置, 电气保护和信号灯。
- (4) 硫化器应有固定的安放位置, 硫化点须有电源, 选择硫化接头位置时应考虑运输胶带和铺设胶带的方便。
- (5) 输送机的装、卸载站和驱动站应根据滚筒直径大小和最大件质量选用单梁起重机或手拉葫芦和起重梁, 作为安装和检修用的起吊设备。

3.1.15.7 驱动站配置实例 (图1-3-28至图1-3-32)

部分厂矿钢丝绳带式输送机驱动站的配置见图1-3-28至图1-3-32。

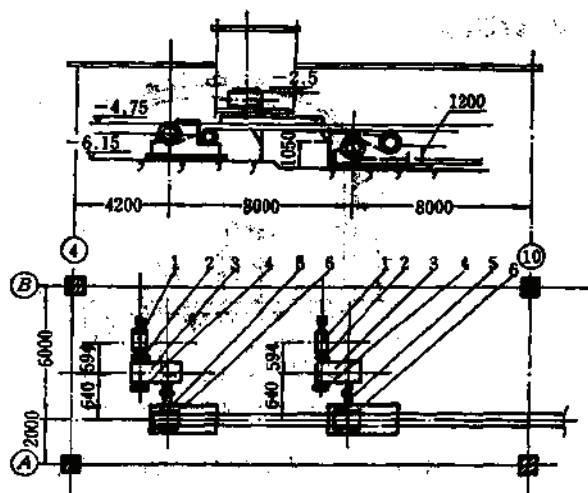


图 1-3-28 昆阳磷矿输送机双滚筒驱动站配置图

1—电动机；2—柱销联轴器；3—减速器；4—制动器；5—驱动滚筒；6—机架

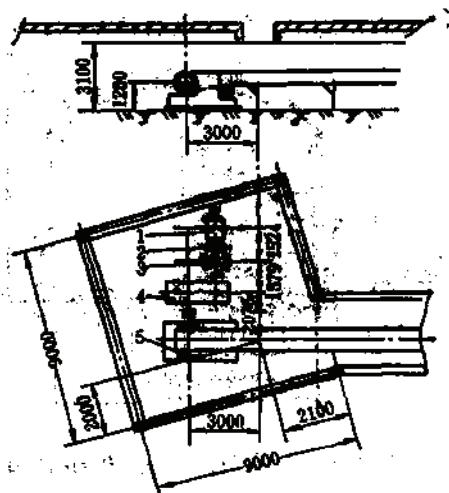


图 1-3-30 云浮硫铁矿3*输送机驱动站配置图

1—电动机；2—液压电磁制动器；3—盘式制动器；4—减速器；5—驱动滚筒

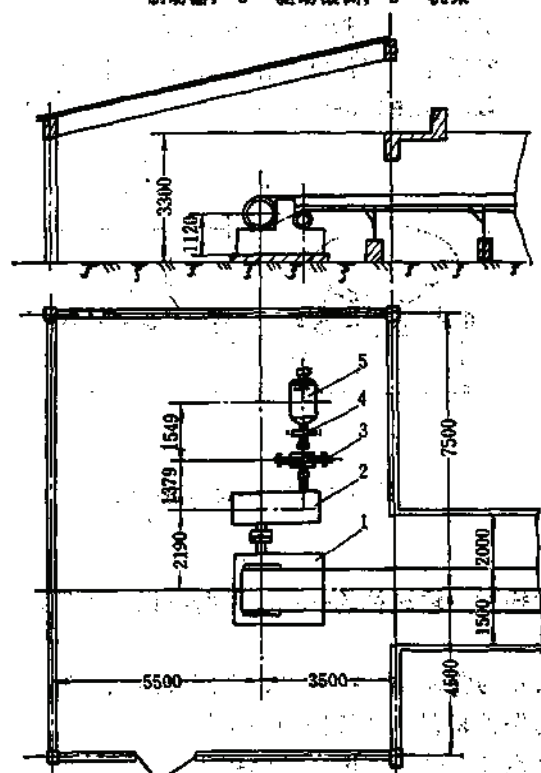


图 1-3-29 云浮硫铁矿2*输送机驱动站配置图

1—传动滚筒；2—减速器；3—盘式制动器；4—液压电磁制动器；5—电动机

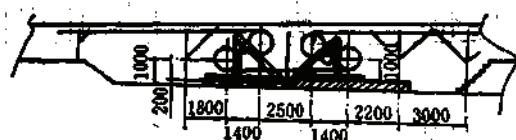


图 1-3-31 石人为铁矿3*输送机驱动站配置图

1—电动机；2—液力耦合器；3—减速器；4—单出轴传动滚筒；5—双出轴传动滚筒

3.1.15.8 带式输送机的水平转弯

弯

长距离胶带输送，常因山岭、水库、村庄、铁路和厂房的阻隔，使其不能直线跨越，地下开采也往往受开拓条件所限，要求转弯运输。从而避免物料多段转运，提高了运输系统运行的可靠性，减少了投资，降低运输费用。所以，带式输送机转弯运行已势在必行。

带式输送机水平转弯运行的条件是：在转弯运行的过程中，胶带及胶带中的钢丝绳在许用的弹性范围内，满足力的动平衡。根据力的动平衡的条件，求出所需要的转弯半径。

国外进行了大量的工作，并有多台水平转弯运行的钢绳芯带式输送机投入使用，据介绍：温特斯哈尔钾盐公司、汉诺威Sehnde钾盐化工厂、Holderbank水泥厂所使用的弯曲胶带机，转弯半径均为1400m；法国的REI公司生产所用的输送机转弯半径为6000m和1080m。可见转弯半径都是比较大的。

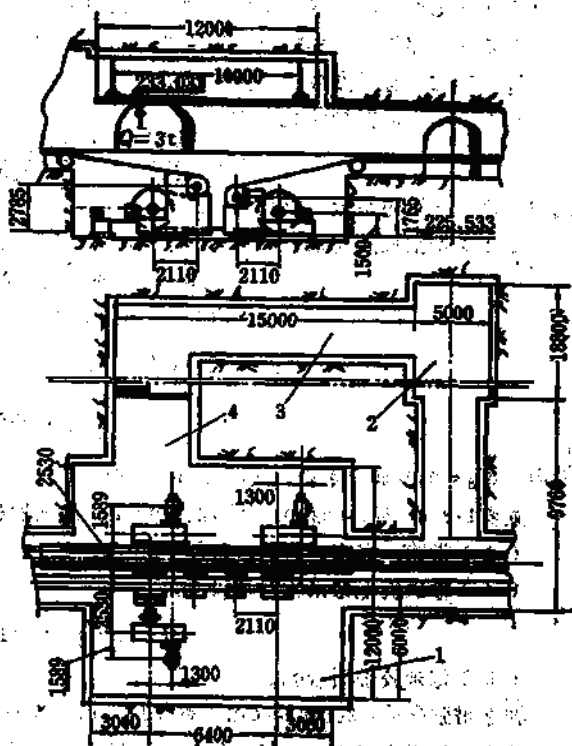


图 1-3-32 山西铝厂钢绳芯输送机驱动站配置图

1—中间驱动站调室；2—高压配电室；3—降压配电室；4—运输机控制室

3.1.16 例

本例为向下输送机的选型计算。

3.1.16.1 原始数据

(1) 输送系统：向下输送，尾部双滚筒三机驱动，头部重锤拉紧，其系统见图1-3-33。

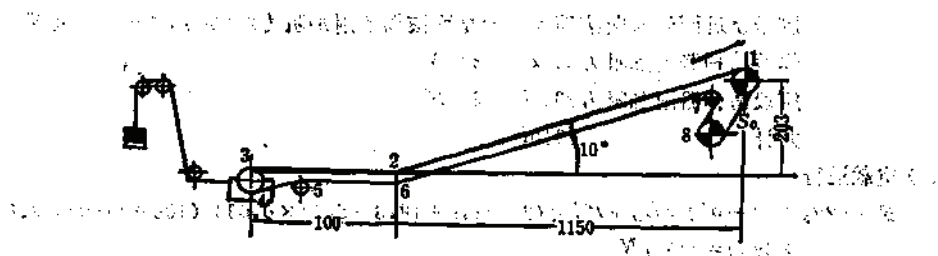


图 1-3-33 输送机系统图

(2) 输送物料：磷矿石，最大块度350mm占20%，物料松散密度 $\rho = 1.6 \text{ t/m}^3$ ，物料动堆积角 25° 含泥水量较大。

(3) 年运输量 $A = 302 \text{ 万t}$ ，年工作小时数 $T = 4500 \text{ h}$ ，二班工作制，无储仓。

(4) 工作环境: 露天工作, 潮湿, 物料粘污胶带。

(5) 尾部给料, 导料槽长 $L = 6\text{m}$, 设有弹簧清扫器和空段清扫器。

3.1.16.2 有关参数的选择和计算

(1) 小时运输量 Q_h 的计算

$$Q_h = \frac{CA}{T_h} = \frac{1.2 \times 302 \times 10000}{4500} = 805\text{t/h}$$

式中 C ——不均系数, 取 $C = 1.2$

(2) 带宽及其校核

$$B_1 \geq 2d_{max} + 200 \geq 900\text{mm}$$

$$\text{取 } B_1 = 1000\text{mm}$$

并按式 (1-3-1) 校核 $Q_h > \frac{Q_h}{K_{sv}}$

$$\frac{Q_h}{K_{sv}} = 535\text{m}^3/\text{h}$$

式中 $K_{sv} = 0.94$ 倾角系数, 由表 1-3-5 查得。

查表 1-3-6, $Q_h = 825\text{m}^3/\text{h} > 535\text{m}^3/\text{h}$, 故所选带宽均能满足运量和速度要求。

(3) 带速, 查表 1-3-7, 取 $V = 2\text{m/s}$ 。

(4) 输送机上每米物料质量 q 。

$$q = \frac{Q_h}{3.6V} = 111.8\text{kg/m}$$

(5) 每米胶带质量 q_0 。

初选带强 $G_X = 30000\text{N/cm}$, 查表 1-3-13, $q_0 = 41.9\text{kg/m}$

(6) 每米机长上、下托辊转动部分质量 q' , q'' 。

查表 1-3-14, $q' = 18.3\text{kg/m}$, $q'' = 5.7\text{kg/m}$ 。

3.1.16.3 阻力及功率计算

1. 阻力计算

1) 满载运行

$$F = (q + 2q_0 + q' + q'')wLg - qHg + F_i = (111.8 + 2 \times 41.9 + 18.3 + 5.7) \times 0.012 \times (100 + 1150) \times 9.8 - 111.8 \times 203 \times 9.8 + 4910 = 32281 - 222415 + 4910 = -185224$$

式中 F_i ——附加阻力, 包括下列各种附加阻力:

导料槽阻力 $(1.6B^2r + 7)Lg = 562\text{N}$, 装料处物料加速的附加阻力 $0.278Q_hV = 448\text{N}$,

胶带绕过驱动滚筒的附加阻力

$$2 \times 600 = 1200\text{N}$$

胶带绕过两处改向滚筒和一处增面滚筒的附加阻力 $2 \times 600 + 500 = 1700\text{N}$,

弹簧清扫器附加阻力 $800B_1 = 800\text{N}$,

空段清扫器附加阻力 $200B_1 = 200\text{N}$,

共计 4910N 。

2) 空载运行

$$F = (2q_0 + q' + q'')wLg + F_i = (2 \times 41.9 + 18.3 + 5.7) \times 0.03 \times (100 + 1150) \times 9.8 + 3900 = 43517\text{N}$$

式中 $F_i = 4910 - 448 - 562 = 3900\text{N}$ 。

3) (1-2) 段无料, (2-3) 段有料的运行

$$F = 43517 + q_0wL_{2-3}g = 43517 + 111.8 \times 0.03 \times 100 \times 9.8 = 46804\text{N}$$

2. 驱动滚筒轴功率计算

1) 满载运行

$$N_s = \frac{FV}{1000} = -\frac{185224 \times 2}{1000} = -370 \text{ kW}$$

2) 空载运行

$$N_c = \frac{43517 \times 2}{1000} = 87 \text{ kW}$$

3) (1-2) 段无料, (2-3) 段有料的运行情况

$$N_s = \frac{46804 \times 2}{1000} = 94 \text{ kW}$$

3. 电动机功率及驱动机组布置形式的选择

按满载运行, 由 (1-3-22) 式计算电动机功率。

$$N = -KN_s = -1.0 \times (370) = 370 \text{ kW}$$

选用 DX 系列双滚筒三机组驱动, 每套机组电动机 JR126-6 型, 155 kW, 减速器 ZL130 型, $i = 35.5$ 。

驱动滚筒配置圈包角: 滚筒 I $\alpha_1 = 170^\circ$, 滚筒 II $\alpha_2 = 200^\circ$, $\mu = 0.2$ 。

3.1.16.4 胶带张力计算

1. 拉紧力计算

采用重锤拉紧。计算拉紧力须先求出下面两种情况下 3 点的带张力

1) 按最小张力点张力要求

为满足 2 点最小张力要求, 3 点带张力按加速时计算。

$$\begin{aligned} S_{3a} &= \frac{(q+q_0)L_2}{8f}g + F_{2-3} + F'_{1a(2-3)} \\ &= \frac{(111.8+41.9) \times 1.2}{8 \times 0.02 \times 1.2} \times 9.8 + 5057 + 1720 = 18074 \text{ N} \end{aligned}$$

式中 $F_{2-3} = (q+q_0+q')\omega L_{1-2}g = (111.8+41.9+18.3) \times 0.03 \times 100 \times 9.8 = 5057 \text{ N}$

$F'_{1a(2-3)}$ —— (2-3) 段加速惯性力

$$F'_{1a(2-3)} = (q+q_0+q')La_1 = (111.8+41.9+18.3) \times 100 \times 0.1 = 1720 \text{ N}$$

$$a_1 = 0.1 \text{ m/s}^2$$

2) 按传动不打滑条件

按满载减速制动时计算 3 点带张力 S_{3b} 。

$$S_{3b} = -K_s F_s - F_2 + F'_{1b} = 0.489 \times 213159 - 93053 + 6124 = 17308 \text{ N}$$

式中 $K_s = 0.489$, 查表 1-3-20;

F_s —— 满载减速时驱动圈周力

$$F_s = BF = -1.1508 \times 185224 = -213159$$

$B = 1.1508$ 减速制动时驱动滚筒动力系数, 见后面计算;

F_2 —— 下分支阻力

$$\begin{aligned} F_2 &= (q_0+q')\omega Lg + q_0Hg + F'_2 \\ &= (41.9+5.7) \times 0.012 \times (100+1150) \times 9.8 + 41.9 \times 203 \times 9.8 + 2700 \\ &= 93053 \text{ N} \end{aligned}$$

F'_2 —— 下分支附加阻力

$$F'_2 = 1700 + 800 + 200 = 2700 \text{ N}$$

F'_{1b} —— 下分支减速惯性力

$$\begin{aligned} F'_{1b} &= \left[(q_0+q')L' + 2 \frac{GD^2}{4g} \frac{1}{r^2} \right] a_2 \\ &= \left[(41.9+5.7) \times \left(100 + \frac{1150}{\cos 10^\circ} \right) + 900 \right] \times 0.1 = 6124 \text{ N} \end{aligned}$$

$$\Sigma \frac{GD^3}{4g} = \frac{1}{r^2} = 900 \text{ kg}, \text{ 改向滚筒和增面滚筒转动部分质量之和见后面计算。}$$

$$a_s = 0.1 \text{ m/s}$$

取上述计算结果中最大值作为3点最小带张力值, 来计算拉紧力 S_t

$$S_t \geq S_{1-1} + S_{2-2} = 2S_{1-1} + F_{1-1} = 2 \times 18074 + 1400 = 37548 \text{ N}$$

式中 F_{1-1} ——绕过改向滚筒及弹簧清扫器附加阻力

$$F_{1-1} = 800 + 800B = 1400 \text{ N}$$

$$\text{取 } S_t = 40000 \text{ N}$$

2. 带张力计算

按满载计算胶带各点张力

$$S_2 = \frac{S_t - F_{1-1}}{2} = \frac{40000 - 1400}{2} = 19300 \text{ N}$$

$$S_3 = S_2 + F_{2-2} = 19300 + 1400 = 20700 \text{ N}$$

$$S_4 = S_3 + F_{3-3} = 20700 + 500 = 21200 \text{ N}$$

式中 F_{2-2} ——绕过增面滚筒附加阻力, 取 $F_{2-2} = 500 \text{ N}$

$$S_5 = S_4 + F_{4-4} = 21200 + 560 = 21760 \text{ N}$$

式中 $F_{4-4} = (q_0 + q')wL_{4-4}, g = 560$

$$S_7 = S_5 + F_{5-7} = 21760 + 89993 = 111753 \text{ N}$$

式中 $F_{5-7} = (q_0 + q')wL_{5-7}, g + q_0Hg + F'_{i'} = 89993 \text{ N}$

$$F'_{i'} \text{——空段清扫器阻力 } F'_{i'} = 200B = 200 \text{ N}$$

$$S_8 = S_7 + F_{6-8} = 111753 + 600 = 112353 \text{ N}$$

式中 F_{6-8} ——绕过改向滚筒附加阻力, 取 $F_{6-8} = 600 \text{ N}$

$$S_1 = S_8 - F_9 = 19300 + 278277 = 297577 \text{ N}$$

式中 F_9 ——上分支阻力,

$$F_9 = F - F_{1-1} = -185224 - 93053 = -278277 \text{ N}$$

$$S_2 = S_1 - F_{1-1} = 19300 - 2023 = 17277 \text{ N}$$

式中 $F_{1-1} = (q + q_0 + q')wL_{1-1}, g = 2023 \text{ N}$

3.1.16.5 主要部件选择

输送机部件性能规格及数据参照《DX型钢绳芯胶带输送机选用图册》

1. 胶带

$$\text{带强 } GX = \frac{S_{\max}}{B_1} m_1 = \frac{297577}{100} \times 10 = 29758 \text{ N/cm}$$

式中 $S_{\max}$ ——最大张力点张力, 由带张力计算得知 $S_{\max} = S_1$

$$B_1 \text{——带宽, } B_1 = 100 \text{ cm,}$$

$$m_1 = 10, \text{ 钢绳芯胶带安全系数。}$$

初选的带强 $GX = 30000 \text{ N/cm}$ 满足要求, 输送带的型号如下:

$$GX3000 \times 1000(8 + 12 + 8), q = 41.9 \text{ kg/m, 其所需长度为 } 1.05 \times \left(\frac{1150}{\cos 10^\circ} + 100 \right) \times 2$$

$$= 2662 \text{ m.}$$

2. 滚筒

由表1-3-41查得传动滚筒直径 $D = 1400 \text{ mm}$ 。图号DX4A13(双出轴) 1个, 图号DX4A11(单出轴) 1个。

由表1-3-42查得双向滚筒, $D = 800 \text{ mm}$ 2个, 图号DX4B4, $D = 500 \text{ mm}$ 1个, 图号DX4B2。

3. 驱动装置

共3组, 每组部件型号为:

电动机JR126-6型155kW 3台

减速机ZL130型 $i=35.5$ 3台

柱销联轴器 I HL8 $\frac{YA90 \times 170 I}{YA110 \times 210 I}$

柱销联轴器 II HL8 $\frac{YA110 \times 210 I}{YA100 \times 160 II}$

盘型制动器DXP1 $[M, J] = 10^4 \text{Nm}$

棒销联轴器BL11 $\frac{YA220 \times 280 II}{YD220 \times 350} Q/ZB231 \cdot 11 \cdot 00$

4. 拉紧装置

选用车式重锤组合拉紧装置: 图号为TD4D₂、TD3D₄、TD3D-1, 拉紧力40000N, 拉紧行程 $S > 0.002 \times 1268$ (机长) + 2.6 (接头长) = 5.1m

5. 其他部件: 如托辊组、中间架、机架、清扫装置、导料槽、保护装置、硫化器等的选择说明从略。

3.1.16.6 校验计算

1. 驱动滚筒制动时动力系数的验算

$$B = \frac{F_s}{F} = \frac{F - F_{1s}}{F} = \frac{-185224 - 27935}{-185224} = 1.1508 < [B] = 1.5$$

式中

$$F_{1s} = \left[(q + 2q_0 + q' + q'')L + \sum \frac{GD^2}{4g} \cdot \frac{1}{r^2} \right] a,$$

$$= \left[(111.8 + 2 \times 41.9 + 18.3 + 5.7) \times \left(100 + \frac{1150}{\cos 10^\circ} \right) + 900 \right] \times 0.1 = 27935$$

$\sum \frac{GD^2}{4g} \cdot \frac{1}{r^2}$ 为3.4点改向滚筒 ($D=800\text{mm}$)、5点增面滚筒 ($D=500\text{mm}$) 和

7点改向滚筒 ($D=800\text{mm}$) 的转动部分质量之和。

由表1-3-23查得 $\sum \frac{GD^2}{4g} \cdot \frac{1}{r^2} = 356 + 188 + 356 = 900\text{kg}$

2. 电动机过载校验

减速制动时电动机实际过载系数

$$\lambda_s = \frac{F - F_{1s} - F_{2s}}{F_N} = \frac{-185224 - 27935 - 19543}{247340} = 0.94$$

式中 F_{2s} ——转动部分惯性力

$$F_{2s} = \left[\sum \frac{(GD^2)'}{4g} \cdot \frac{t^2}{r^2} + \sum \frac{(GD^2)''}{4g} \cdot \frac{1}{r^2} \right] a,$$

$$= \frac{1}{4 \times 9.8} \left[(3 \times 432 + 6 \times 46 + 3 \times 410 + 3 \times 47) \times \left(\frac{35.5^2}{0.7} \right) \right. \\ \left. + (3 \times 598 + 21379 + 21772) \times \frac{1}{0.7^2} \right] \times 0.1 = 19543\text{N}$$

$\sum (GD^2)'$ ——高速轴部件飞轮矩, 包括3台JR126-6型电动机, 查表1-3-24可得每台电机 $GD^2 = 432\text{Nm}^2$,

HL8型柱销联轴器6个, 查表1-3-25每个 $GD^2 = 46\text{Nm}^2$, $D \times P1$ 盘型制动器3付, 查表1-3-28每付 $GD^2 = 410\text{Nm}^2$, 2L130型减速机3台查表1-3-29每台 $GD^2 = 47\text{N} \cdot \text{m}^2$,

$\sum (GD^2)''$ ——低速轴部件飞轮矩, 包括4个BL11型棒销联轴器3个查表1-3-31, 每个 $GD^2 =$

598Nm², 2个直径为1400mm驱动滚筒,查表1-3-30,两个滚筒的GD²分别为21379Nm²和21772Nm²;

F_N ——电动机额定力

$$F_N = 3 \times \frac{1000 N \eta_1}{V \eta_1} = 3 \times \frac{1000 \times 155}{2 \times 0.94} = 247340 N$$

电动机过载校验:

$$\lambda_s < 0.85 \lambda_m$$

即: $0.94 < 1.820$, 电动机可满足过载要求。

式中 λ_m ——电动机过载系数,由电动样本查得JR126-6型电机 $\lambda_m = 1.9$

3. 盘型制动器制动力矩校验

1) 防止停车时飞车所需制动力矩,

$$M_s = \frac{D\eta}{2i} \{ qH - C_1 [(2q_0 + q' + q'')L + qL_{1-3}]w \} g = \frac{1.4 \times 0.94}{2 \times 35.5} \\ \times \{ 111.8 \times 203 - 0.6 [(2 \times 41.9 + 18.3 + 5.7) \times (100 + 1150) + 111.8 \times 1150] \\ \times 0.012 \} \times 9.8 = 3836 \text{ Nm} < [M_s]$$

式中 $[M_s]$ ——所选盘型制动器的许用制动力矩。

$$[M_s] = 3 \times 10000 \text{ Nm}$$

2) 减速制动过程中所要求的制动力矩

$$M_s = \frac{D\eta}{2i} [-F + F_{1s} + F_{2s}] \\ = \frac{1.4 \times 0.94}{2 \times 35.5} [185224 + 58870 + 39086] = 5249 \text{ Nm} < [M_s]$$

所选用盘型制动器的许用制动力矩均大于上述两种情况所需制动力矩。

4. 按线路上布料不均校验防滑

按(1-2)段有料, (2-3)段无料的情况, 减速制动时的防滑校验

$$\frac{S_{1s}}{S_{2s}} = 1.80 < e^{\mu_{2s}} (\mu_{2s} = 1.81) \text{ 不产生打滑}$$

$$\frac{S_{2s}}{S_{3s}} = 1.87 < e^{\mu_{3s}} (\mu_{3s} = 2.01) \text{ 不产生打滑}$$

式中 S_{1s} 、 S_{2s} 、 S_{3s} ——分别为减速制动时胶带1·0·8点的张力

$$S_{1s} = 19300 - F_s + F'_{1s} = 19300 + 279592 + 20692 = 319584 \text{ N}$$

$$F_s = -278277 - qL_{1-3}wg = -278277 - 111.8 \times 100 \times 0.012 \times 9.8 = -279592 \text{ N}$$

$$F'_{1s} = \left[(q + q_0 + q') \frac{L_{1-3}}{\cos 10^\circ} + (q_0 + q'') L_{1-3} \right] a_s g \\ = \left[(111.8 + 41.9 + 18.3) \frac{1150}{\cos 10^\circ} + (41.9 + 18.3) \times 100 \right] \times 0.1 \times 9.8 \\ = (200896 + 6020) \times 9.8 = 20692 \text{ N}$$

$$S_{2s} = S_{1s} + \frac{2}{3} F_s = 318403 - \frac{2}{3} \times 212175 = 176953 \text{ N}$$

$$F_s = (-185224 - qL_{1-3}w) - (27935 - qL_{2-3}a_s) = -185358 - 26817 \\ = -212175 \text{ N}$$

$$S_{3s} = S_{2s} + \frac{1}{3} F_s = 176953 - \frac{1}{3} \times 212175 = 106228 \text{ N}$$

线路布置与计算从略。

3.2 钢绳牵引胶带输送机

3.2.1 概 述

钢绳牵引胶带输送机是高强度、长距离、承托型胶带输送机的一种类型。

世界上已有约250台、长达640km的钢绳牵引胶带输送机。1983年末 澳大利亚西部一台50km长的钢绳牵引胶带输送机系统投入生产。该系统包括世界上最长的两条30km和20km的单段输送机。该机年运量为350万吨,输送机功率为 $3500 \times 2 = 7000 \text{ kW}$ 。目前国外最大的年运量为1000万吨、最大提升高度990m、单机最大装机功率为 $4375 \times 2 = 8750 \text{ kW}$ 、最大绳径57mm、最大拉力240万N、最大带速7.6m/s。在苏联还出现了多点直线摩擦驱动型式的钢绳牵引胶带输送机。

我国在山西阳泉矿务局四矿、本溪彩屯矿、玉石洼矿和东鞍山矿等相继推广使用。目前已生产了三种规格105台、总输送长度达9万余米的钢绳牵引胶带输送机。1979年投产使用的年产300万吨的桑树坪煤矿钢绳牵引胶带输送机,采用了一些新技术、新结构,改善了设备性能和运行效果。

国内外使用实例见表1-3-66及表1-3-67。

3.2.1.1 工作原理及特点

钢绳牵引胶带输送机与其它类型的胶带输送机不同之处是:胶带仅承载物料或人员,而由钢绳牵引。胶带借助于胶带两侧的楔型耳槽嵌合于两条无极运行的钢绳而被拖动运行。胶带与钢绳的嵌合和脱离,均靠卸料装置上的分绳轮组和胶带张紧车上的分绳装置来实现。钢绳牵引胶带输送机结构布置情况见图1-3-34。

钢绳牵引胶带输送机的优点:

- (1) 输送物料亦可运送人员。
- (2) 功率消耗低。较钢绳芯胶带输送机低20%~40%。
- (3) 输送距离长。在国内水平输送时,单机最长可达4000m。

(4) 长距离运输基建投资省。胶带输送机的胶带占整机设备费的一半左右。当运距超过2km时,或运距虽在1km以内,但为向上运输时,钢绳牵引胶带输送机较钢绳芯胶带输送机基建投资省。

国外钢绳牵引胶带输送机使用实例

表 1-3-66

项 别	长 度 (m)	输送高度 (m)	钢绳直径 (mm)	输 送 量 (t/h)	胶带宽度 (mm)	胶带速度 (m/s)	功 率 (kW)
布雷肯里特(美国)	14500	9	38	1340	1120	4	1260
阿勒舍马矿(加拿大)	4570	741	51	800	800	4	2300
卡萨迪佩德(巴西)	4320	290	41.5	1000	762	2.29	875
路易森塔尔矿(联邦德国)	5620	733	51	650	960	2.5	715
赛 尔 比(英国)	15000	990	57	2700	1050	7.6	8750

国内钢丝绳牵引胶带输送机实例

表 1-3-87

项 目		邯郸矿务局 玉石洼铁矿	东鞍山铁矿	桑树坪煤矿	阳泉矿务局四矿
胶带宽度	(mm)	1000	1200	1000	1000
输送机长度	(m)	795.6	1920	910	2650
运输长度	(m)	640	1600		2585
输送机倾角	(°)	15°	15°30'	15°	-4°27'~7°11'
输送物料		铁矿石	废石	矿石	煤
物料最大块度	(mm)	300	350	250	200
装裁点个数	(个)	2		1	1
小时输送能力	运 物 (t) 运 人 (人)	285	1170	1000 1200~1500	360 540
运行速度 (m/s)	运 物 运 人	1.64 1	2.5	2~3 1~1.6	1.5 1.5
检查钢丝绳速度	(m/s)			0.3~0.5	0.3
钢丝绳规格		D6×19+1		6W(19)-40	D6×7+1
钢丝绳直径	(mm)	40.5	40.5	40.5	28.5
驱动轮直径	(mm)	3500		3500	2250
驱动方式		摩擦轮, 直流	直流双机	交流双机	多滚轮, 交流, 差动
减速器速比		95.64			771.8
输送机安装位置		明斜井, 机房在地面		机房在地面	明斜井, 机房在地面
运送区间		井下, 溜井至地面			井下, 煤仓至地面
机房尺寸(长×宽×高)(m)		18×12×7			10.9×6.8×6
巷道规格(宽×高) (m)		3.3×2.8		4×3.2	3.8×2.8
主电动机	型 号	ZD182-18		JRQ158-8	JR138-8
	功 率 (kW)	250×2	400×2	550×2	280
	转 速 (r/min)	320-1000		985	989
	电 压 (V)	330		6000	3000
设备质量	总 质 量	276.8		245	263
	机 械	204.83		171.2	95.5
	胶 带	52.8		51.8	134.4
	钢 绳	19.17		23	32.4
投资金额 (万元)	总 额	337.42	439.7		339.91
	设 备	103.07	264.5		37.8
	胶 带	72.32			60.3
	钢 绳	在设备费中			6.9
	配 电	在设备费中			15
	井巷及机房	129.42			1.3
	给矿机其它	在设备费中			10.65
	安 装	82.61			7.96
工程单位投资 (元/m)		4241			528
设备单位投资 (元/m)		2614			523
制 造 厂	机 械 胶 带	沈阳矿机厂 青岛橡胶六厂			莱州煤矿机厂 青岛橡胶六厂
投产日期		1976年	1983	1979	1968年11月

续表

项 目		平顶山矿务局 八	鸡西矿务局 恒山煤矿	本溪矿务局 彩屯煤矿	本溪矿务局 彩屯煤矿
胶带宽度	(mm)	1000	1000	1000	800
输送机长度	(m)	1150	1058	1391	1197
运输长度	(m)		946	1231	
输送机倾角	(°)	-7°~8°	16°30'	18°	0°
输送物料		煤	煤	煤	煤
物料最大块度	(mm)	350	300	350	350
装载点个数	(个)	3	1	3	
小时输送能力	运 物 (t) 运 人 (人)	250	300	400 900	350
运行速度	运 物 (m/s) 运 人 (m/s)	2.15	1.6 1	2 1	2
检查钢丝绳速度	(m/s)			0.35	
钢丝绳规格		$\pi-t_6 \times 19+1$	$D_6 \times 19+1$	$D_6 \times 19+1$	
钢丝绳直径	(mm)	28.5	40.5	40.5	20.5
驱动轮直径	(mm)	2520	3500	3500	1500
驱动方式		封闭链轮, 交流	摩擦轮, 直流	直 流	交 流
减速器速比		63.13	35.64	35.64	29
输送机安装位置			明斜井机房在地面		
运送区间			井下煤仓至地面		
机房尺寸(长×宽×高) (m)			20×7×6.5	20×7×7.5	9×4×3.5
巷道规格(宽×高) (m)		3.2×3	4×3	4.85×3.12	4.85×3.12
主电动机	型 号	JR81-6	ZD _{165/35.6-5B}	ZD181-18	JZS100/20
	功 率 (kW)	125×2	250×2	400×2	100×2
	转 速(r/min)	1029	320-1000	320-1000	186-980
	电 压 (V)	660	440	400	380
设备质量	总 质 量	211.14	210	308.5	100
	机 械	152.2	137.9	208.3	
	胶 带		46.8	65.8	
投资金额 (万元)	钢 绳	36.82	25.3	34.4	
	总 额		281.66	256.46	
	设 备		63.94	76.94	21.42
	胶 带		65.26	64.10	48
	钢 绳		3.93	6.8	2.5
	配 电		18.29	15.02	8.18
	井巷及机房		68.25	62.8	
	给矿机其它 安 装		1.2 46.8	3.4 27.6	
工程单位投资 (元/米)			844	1837	
设备单位投资 (元/米)			1818	1392	
制 造 厂	机 械	上海起重运输机厂 青岛橡胶六厂	沈阳矿机厂 青岛橡胶六厂	沈阳矿山机器厂 青岛橡胶六厂	自 制 青岛橡胶六厂
投产日期			1972年	1969	1971

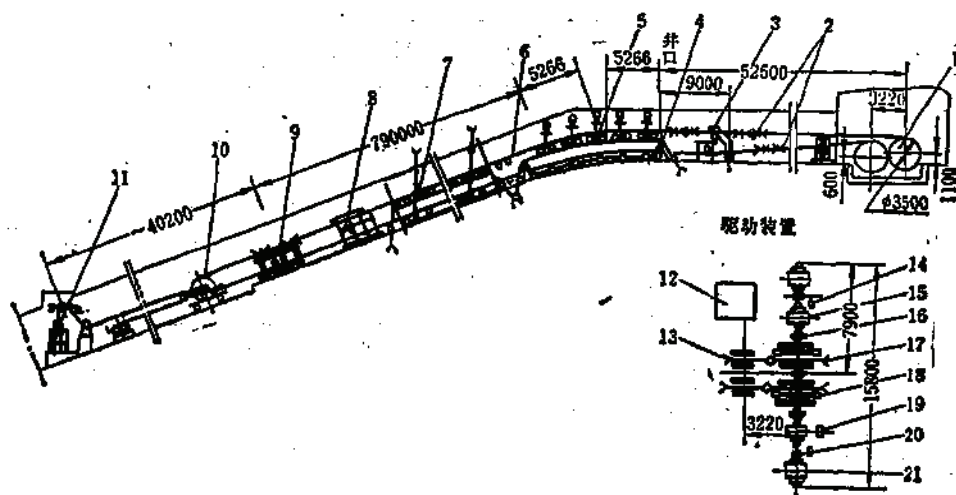


图 1-3-34 钢绳牵引胶带输送机

1—驱动装置；2—上下分绳装置；3—卸料装置；4—牵引钢丝绳；5—变坡装置；6—胶带；7—绳架吊挂装置；8—装料装置；9—胶带拉紧车；10—钢丝绳拉紧车；11—重锤拉紧装置；12—润滑站；13—压绳装置；14—测速发电机；15—行星齿轮减速机；16—伸缩联轴器；17—驱动轮；18—盘式制动器；19—液控装置；20—柱销联轴器；21—电动机。

缺点：

- (1) 驱动装置和拉紧装置复杂。输送机头部和尾部配置安装占用空间大。
- (2) 输送带成槽性差，载重量小，较钢绳芯胶带输送机小30%。
- (3) 局部过载敏感，易“脱槽”。
- (4) 设备结构复杂，维修量较大。
- (5) 牵引钢丝绳易磨损，寿命短。

因此，钢绳牵引胶带机，在金属矿山运输适用性差。

3.2.1.2 布置形式及应用条件

1. 布置型式

钢绳牵引胶带输送机总体布置型式。有纵向直线型、纵向变坡型和水平转弯型等。实践表明直线型布置对整机运行更为有利。分别见图1-3-35。

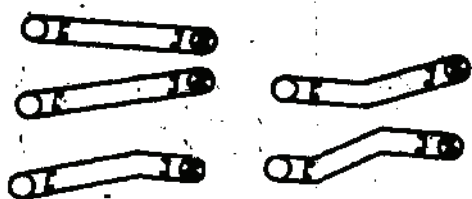


图 1-3-35 输送机纵向布置形式

2. 应用条件

(1) 输送机向上输送物料时，最大倾角不超过 16° ；向下输送物料时，最大倾角不大于 10° 为宜。

(2) 驱动装置一般适于在输送机头部或

尾部安置。

(3) 为保证两条牵引钢丝绳速度、张力及双电机拖动功率分配一致，在两驱动轮间设置了机械差速器。而近年来采用带有可控硅动力制动环节的 交流双机可控硅串级调速系统，取得了良好效果。

(4) 该机用于金属矿山时(据玉石洼铁矿生产实践), 胶带钢条间距控制在35mm为好, 矿石块度控制在250mm以下为宜。

(5) 国内该机产品, 组合选用见表1-3-68。

组 合 选 用 表

表 1-3-68

胶 带 宽 B (mm)		800				800,1000				800,1000,1200				800,1000,1200											
传动轮直径 D (mm)		2500								3000				3500											
钢丝绳直径 d_s (mm)		24.5				28				30.5				34.5				37				40			
带 速 v (m/s)		1.6	2.0	2.5	3.15	1.6	2.0	2.5	3.15	1.6	2.0	2.5	3.15	1.6	2.0	2.5	3.15	1.6	2.0	2.5	3.15	1.6	2.0	2.5	3.15
驱动功率 (kW)	115	○	○	○		○	○	○																	
	155	○	○	○		○	○	○																	
	200	○	○	○		○	○	○																	
	260		○	○		○	○	○																○	○
	2×155			○																					
	330			○																					
	400																								
	2×200																								
	500																								
	2×260																								
2×330																									
2×400																									
2×500																									

注: 有“○”号者, 表示系列中有此规格。

(6) 输送散状物料时, 各种带宽的最大生产能力见表1-3-69。

输 送 能 力

表 1-3-69

带 速	带 宽 B		
	800	1000	1200
	输 送 能 力 Q (t/h)		
1.6	265	450	650
2.0	360	560	810
2.5	450	700	1000
3.15	560	880	1280

注: 1. 表中 Q 是在 $\gamma=1.0$, $C_1=1$, $C_2=1$, $\theta=25^\circ$, $\varphi=12^\circ$ 时的值;

2. 如 γ 或 φ 等值改变, Q 值应增减或修正。若 θ 值改变, 表示 Q 值应乘以表1-3-70中的系数校正。

 θ 角 度 系 数

表 1-3-70

θ	10°	15°	20°	25°	30°	35°
系 数	0.61	0.73	0.80	1.0	1.15	1.32

3.2.2 部件的选用

钢绳牵引胶带输送机部件,按GD系列产品选用。

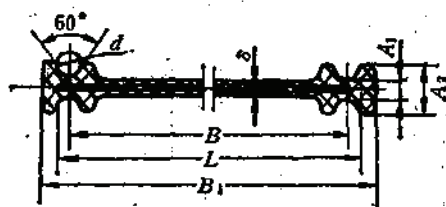
3.2.2.1 胶带

胶带是用来承载物料和人的输送元件。

胶带耳槽有对称型与不对称型两种。不对称型耳槽运行效果好。对称型耳槽胶带见表1-3-71,不对称型耳槽胶带(沈阳胶带一厂生产)见表1-3-72。

对称型耳槽胶带 (mm)

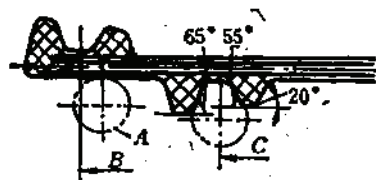
表 1-3-71



B	B ₁	A ₁	A ₂	δ	d	嵌夹钢条			质量 (kg/m)	图 号
						L ₀	钢条断面	钢条间距		
800	854	20	51	13.5	24.5	826	6×5	35	18.0	GD3B1
	864		54		28 30.5				18.4	GD3B2
	864		57		34.5 37				18.6	GD3B3
	870		60		40				19.0	GD3B4
1000	1064	20	54	13.5	28 30.5	1034	5×5	40	24.8	GD4B2
	1064		57		34.5 37				25.3	GD4B3
	1070		60		40				25.6	GD4B4
1200	1270	22	56	14.5	30.5	1240	6×6	40	33.1	GD5B2
	1270		60		34.5 37				33.4	GD5B3
	1270		62		40				33.6	GD5B4

不对称型耳槽胶带 (mm)

表 1-3-72



带 宽 B (mm)	钢绳直径 d _s (mm)	胶带质量 (kg/m)	胶 带 尺 寸 (mm)					钢条尺寸 (mm)		
			外 缘 宽	外 耳 高	带 厚	上 盖 厚	下 盖 厚	宽×高	长	间 距
1000	40.5	25.6	1070	60	13.5	8.0	1.5	5×5	1034	45
1200	40.5	33.7	1280	68	14.5	8.0	1.5	6×6	1240	45

注: A—钢绳脱槽位置; B—上耳槽中心距; C—下耳槽中心距。

胶带中钢条的选用：输送机倾角 $\leq 10^\circ$ 时选用方形钢条；输送机倾角 $> 10^\circ$ 时选用圆形截面钢条。

胶带的连接采用槽牙式接头方式。胶带每段长为50m，各段间用连接钢条连接，其它如硫化、打卡子等连接方式可视具体情况选用。玉石洼铁矿认为采用打卡子方法较钢条连接方便。

3.2.2.2 牵引钢绳

牵引钢绳是胶带输送机的牵引构件，承担全部牵引力。据国内生产经验，采用线接触镀锌钢丝绳如6XW(26)型较好，钢绳的材质为60Si₂MnA。而英国近来用芳族聚酰胺纤维生产一种新牵引绳，强度高与钢丝7倍，延伸率为2.5%或4%，质量仅为钢丝绳的1/5~1/3，耐腐蚀，而且可降低能耗，为防损伤加一有挠性的外套，破断拉力可达500~1000kN。钢绳的接头方式：钢丝绳6×7可采用丝与丝相接；钢丝绳6×19可用股与股相接；接头长度与张力大小有关，可取为绳径的700倍。接头处绳径增加不得超过10~15%。钢绳表面应除油或涂高摩擦系数油脂。

3.2.2.3 传动装置

传动装置包括驱动轮、减速机、电动机、差动器及副传动装置等。

驱动轮的形式有单槽摩擦轮式、双槽摩擦轮式和多滚轮式三种。驱动轮径按钢绳直径的80~100倍计算。

差动器有机械差动型和电气差动型两种。机械差动是由四个锥齿轮组合而成。电气差动是由电流调节器、速度调节器、张力调节器构成。

传动装置用交流异步电动机拖动，也有采用直流电动机拖动。

减速机除中心距1300mm为渐开线齿轮减速机外，其余均采用GLJ型圆弧齿轮减速机。为配备两套制动器，高速轴采用双出轴。近年来研制了NGW172型行星齿轮减速机，其性能见表1-3-73。

NGW172 减速机性能

表 1-3-73

传动形式	型 号	总减速比	传递功率	输出扭矩	传动效率
双排直齿行星传动	NGW172	60.47	610kW	84 t·m	97%

据实践表明，输送机水平或倾斜向上输送时，传动装置最好设置在头部，即有载段运行方向的末端；输送机向下输送时，则应由倾角大小来确定；当输送机倾角 β 大于极限平衡角 β_0 （即发生逆转的倾角）时，传动装置应设在尾部（即高端）；反之，应设置在头部（即低端）。

钢绳牵引胶带输送机一般采用YDWZ型液压电磁制动器。对大型下运输送机应设置盘式制动器；其制动力矩可调，惯性小，动作快，安全可靠。

传动装置的副传动设置是为了实现运人和验绳时低速运行。它由减速器、电动机、联轴器和链条等部分组成。有两种基本型式：一种为变极双速电动机和减速器直接相连（或普通鼠笼型电动机与减速器相连）称为A型；另一种为鼠笼型电动机通过链条与减速器直接相连称为B型。如电机为变极双速电机时，副传动装置可根据现场条件自行设计。

当采用直流电机拖动或采用交流电机可控硅串级调速系统拖动时，则不用设置副传动装置。

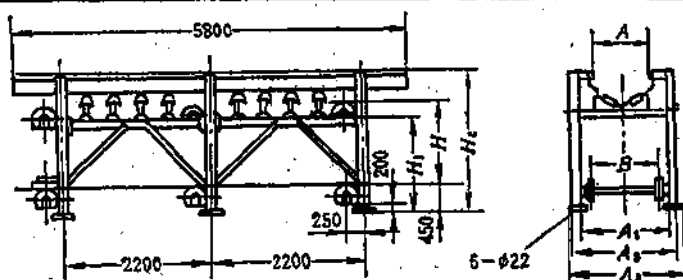
3.2.2.4 受料装置

受料装置是由机架、缓冲托辊、清扫器和托轮组等部分组成。

设计和配置受料设施时,应尽量减小给矿高度和给料速度,同时要求给料均匀,以防物料对胶带的冲击和产生“脱槽”事故。避免矿柱直接压在胶带上。前面受料装置的栏板间距应大于其后的受料设施栏板的间距,以便物料顺利通过各受料装置。受料装置见表1-3-74。

受料装置 (mm)

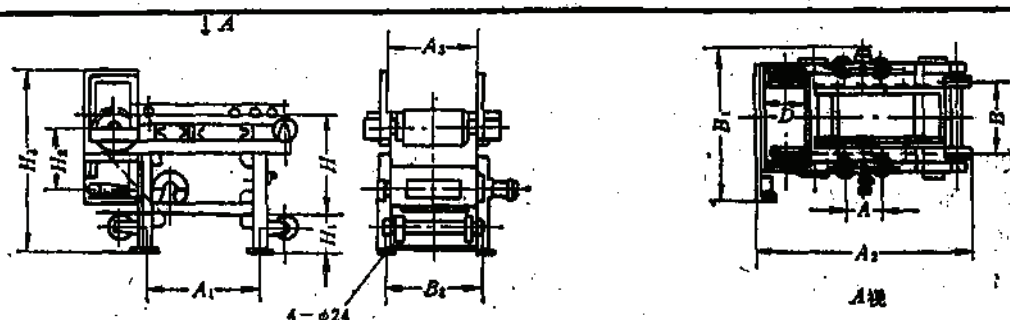
表 1-3-74



B	H	H ₁	H ₂	A	A ₁	A ₂	A ₃	质量 (kg)	绳 径 d _s					
									24.5	28	30.5	34.5	37	40
									订 货 代 号					
800	1300	1450	2170	600	1060	1120	1280	1638	GD3L1		GD3L2			
	500	650	1290					1604	GD3L3		GD3L4			
1000	1300	1450	2170	800	1260	1820	1480	1674	GD4L1		GD4L2			
	500	650	1290					1640	GD4L3		GD4L4			
1200	1300	1450	2170	1000	1460	1520	1880	1747	GD5L1		GD5L2			
	500	650	1290					1711	GD5L3		GD5L4			

卸料装置

表 1-3-75



B	D	A	A ₁	A ₂	A ₃	B ₁	B ₂	H	H ₁	H ₂	H ₃	质量 (kg)	绳 径 d _s					
													24.5	28	30.5	34.5	37	40
													订 货 代 号					
800					920	1860	1060					1510.7	GD3J1		GD3J2			
1000	φ 500	520	1460	2700	1120	1900	1260	1300	430	820	2325	1574	GD4J1		GD4J2			
1200					1320	1940	1450					1633.8	GD5J1		GD5J2			

3.2.2.5 卸料装置

卸料装置由机架、分绳轮、托绳轮、胶带换向滚筒、卸料漏斗和清扫器等组成。胶带在卸料点处与钢绳脱开，绕过换向滚筒转到空载段上，卸料装置随胶带宽度和钢绳直径的大小而不同。

3.2.2.6 拉紧装置

拉紧装置包括：胶带拉紧车、钢绳拉紧车和拉紧重锤装置。

(1) 胶带拉紧车由分绳轮组、换向滚筒、机架和清扫器组成。在起动和运行过程中，可调节胶带张力。胶带拉紧车见表1-3-76。

胶带拉紧车 (mm)

表 1-3-76

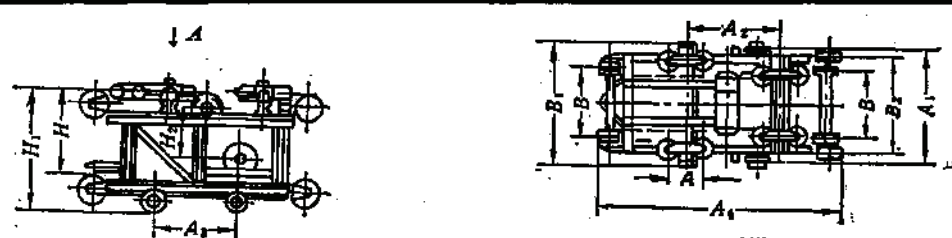


图 号	B	B ₁	B ₂	A	A ₁	A ₂	A ₃	A ₄	D	H	H ₁	H ₂	质量 (kg)	绳 径 d _s					
														24.5	28	30.5	34.5	37	40
														订 货 代 号					
GD ₃ M	800	1550	1100		1145								1541	GD ₃ M1					GD ₃ M2
GD ₄ M	1090	1750	1300	500	1345	1400	1300	3560	φ 500	1300	1725	825	1677	GD ₄ M1					GD ₄ M2
GD ₅ M	1200	1950	1500		1545								1776	GD ₅ M1					GD ₅ M2

钢绳拉紧车 (mm)

表 1-3-77

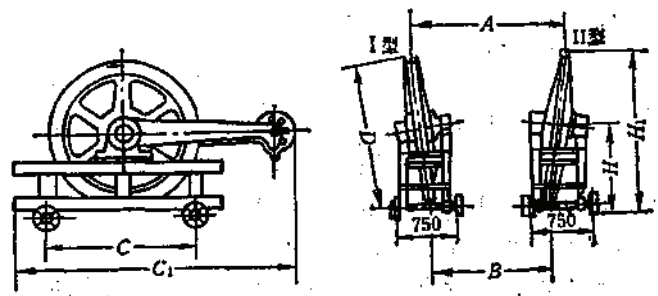


图 号	D	A	B	C	C ₁	H	H ₁	质 量 (kg)
GDN15 I II	φ 1500	1100	800	1150	2330	1075	1842	1336
		1300	1000					
		1500	1200					
GDN20 I II	φ 2000	1100	800	1800	2870	1237	2287	1563
		1300	1000					
		1500	1200					

注：1. 钢绳张紧车有 I、II 型之分，订货时必须注明型号。例如：订货代号 GDN15 I，GDN15 II。

2. 配用钢轨为 18 kg/m 轻轨。

(2) 钢绳拉紧车由拉紧绳轮及车架组成, 见表1-3-77。拉紧轮径为牵引钢绳直径的50~90倍。

(3) 拉紧重锤由重锤块、导轮及手摇绞车等组成。实践表明, 胶带拉紧重锤的重量, 不宜过大, 否则会使胶带在接头处被拉断。如阳泉煤矿为使接头不被拉断已由300kg降为60kg

3.2.2.7 托绳轮与支承装置

托绳轮有单托绳轮、双托绳轮、四托绳轮和八托绳轮四种。其结构有整体铸钢型、冲压轮幅加衬圈和铸铁轮幅加衬圈三种型式。绳槽有深浅之分, 深槽托轮组用于过渡支承, 浅槽托轮组用于标准支承。

轮槽槽径分为R18和R23两种, R18的托绳轮, 适用于钢绳直径24.5、28和30.5mm, R23托绳轮适用于钢绳直径34.5、37和40mm。

托绳轮衬圈有铸型尼龙、尼龙和橡胶等类型。托绳轮直径一般为钢绳直径的10倍。水平分绳轮直径一般为钢绳直径的20倍。

支承装置分为标准支承和过渡支承。或按固定方式分为固定支承和绳索吊挂支承。绳索吊挂支承具有缓冲减震性能。

3.2.2.8 拖动形式与保护

国内钢绳牵引胶带机所采用的拖动形式主要有下面几种:

- (1) 调压器—硅整流—直流电动机系统;
- (2) 可控硅整流器—直流电动机系统;
- (3) 交流单(双)机—差动减速器—辅助交流电动机(单速或多速)系统;
- (4) 交流单(双)机—可控硅串级调速系统;
- (5) 交流整流子电动机(单、双机)同轴拖动系统。

近年来生产中采用带有可控硅动力制动环节的交流双机可控硅串级调速系统, 并采用行星齿轮减速器。

保护措施有如下几种:

(1) 沿线保护

双钢丝绳的断绳、脱槽和运人越位等项保护简称沿线保护。输送机沿线每隔20~40m在托架上装一保护开关。发生断带、断绳、脱槽或局部过载时, 胶带下垂, 通过机械保护装置上的杠杆机构, 压动保护开关, 输送机立即停车。

运人越位保护装置设在胶带面上, 其动作原理同上。

在紧急情况下, 沿线保护装置可兼用于沿线停车, 只要用手压下保护装置上的杠杆便可紧急停车。

(2) 超速保护

当输送机倾斜角度超过它的极限平衡角时输送机可能出现逆转, 以及为了防止输送机因电动机发生故障, 而造成失控, 应设有测速发电机和继电器组成的超速保护环节。超速保护动作时, 切断回路, 立即断电, 制动器动作, 使输送机迅速停车。为避免制动器失灵造成飞车, 还设有备用制动器, 即工作制动器失灵时起制动作用。

若输送机倾角小于它的极限平衡角时, 超速保护和备用制动器可以不设置。

(3) 机械保护

保护装置由限位开关、杠杆和机座三部分组成。系列产品有：用于托架 $H=1300\text{mm}$ 有载段的Ⅰ型；用于托架 $H=1300\text{mm}$ 空载段的Ⅱ型；用于托架 $H=500\text{mm}$ 有载段和空载段的Ⅲ型。

3.2.3 选型计算

3.2.3.1 原始数据及工作条件

- (1) 输送物料的名称、生产能力、工作制度、服务年限。
- (2) 物料的物理性质：块度、粘度、安息角、松散物料密度、温度及湿度。
- (3) 地形及环境条件：露天或井下，温度和灰尘。
- (4) 装载点数及位置，是否运人。

3.2.3.2 主要参数选取及计算

1. 胶带的选取

1) 胶带宽度的计算

$$B_1 = \sqrt{\frac{Q}{594v\gamma C_1 C_2 \tan\theta}} \quad (1-3-74)$$

式中 B_1 ——带宽，m；

Q ——输送能力，t/h，参阅表1-3-69；

v ——带速，m/s；

γ ——松散物料密度，t/m³；见表1-3-78；

C_1 ——输送机倾角系数；按表1-3-79取；

C_2 ——带面上物料不均匀系数； $C_2=0.9\sim 1.0$ ；

θ ——物料动堆积角； $\theta=(0.5\sim 0.7)\theta_0$ ；

θ_0 为静堆积角。

松散物料密度

表 1-3-78

物料名称	(t/m ³)	物料名称	(t/m ³)	物料名称	(t/m ³)
普通煤、褐煤	0.8~0.85	无烟煤	0.8~0.95	高铁矿	2.6
煤 渣	0.6~0.9	湿泥煤	0.55~0.65	贫铁矿	2
焦 炭	0.5~0.7	尿 素	0.66~0.85	锰 矿	1.7~1.9
白云石	1.2~1.6	磷 矿 粉	0.72~0.91	铜 矿	1.65~1.7
小中块石灰石	1.2~1.5	风干褐煤	0.65~0.78	镍 矿	2.2~2.5
烧结混合料	1.6	氯化钾	0.74	碎石英	1.45~1.6
砂	1.6	磷 矿 石	1.8	矿渣水泥	0.9~1.2
干松泥土	1.2	硫 铁 矿	2.2	细煤粒	0.75~1.0

倾角系数

表 1-3-79

倾 斜 角 度	0~10°	10~16°	16~18°
系 数 C_1	1	0.95	0.9

2) 运人时的输送能力

$$Q_r = \frac{3600v_r}{l_r} \quad (1-3-75)$$

式中 Q_r ——输送人员能力, 人/h,

v_r ——运人带速, m/s,

l_r ——带面上人与人间距不小于4 m。

对于不同的 v_r 和 l_r , Q_r 的计算值见表1-3-80。

确定带宽时, 还须根据物料最大块度和表1-3-81进行校核。

运 人 时 输 送 能 力

表 1-3-80

名 称		输 送 能 力 Q_r (人/时)				
l_r (m)		1.0	1.5	2.0	2.5	3.0
带速 v_r	1.25	4500	3000	2250	1800	1500
(m/s)	1.60	5750	3800	2850	2300	1900

物 料 块 度

表 1-3-81

带 宽 B (mm)		800	1000	1200
最大块度	筛分过	180	250	300
	未筛分过	300	400	500

注: 最大块度不超过10%。

$$B \geq 2d_{\max} + 200$$

(1-3-76)

式中 $d_{\max}$ ——物料最大块度直径, mm。

运送人员, 胶带宽度不得小于, 800mm。

2. 带速的选择

选择胶带速度时应考虑的原则:

- (1) 必须注意输送机的振动, 胶带寿命及物料的物理性能等因素的影响。
- (2) 为提高经济效益, 在可能条件下应采用较大的运货速度。
- (3) 输送机长时, 带速应选高些。倾角大时带速应选低些。
- (4) 向下输送物料的带速, 应低于上运速度。运货带速参阅表1-3-82。

运 货 带 速

表 1-3-82

物 料 特 性	带 宽 B (mm)		
	800	1000	1200
	带 速 v (m/s)		
无磨损性或磨损性小的物料(如煤、盐、化肥)	1.6~3.15	1.6~3.15	1.6~3.15
有磨损性的中小块物料(如矿石、炉渣)	1.6~2.5	1.6~2.5	1.6~3.15
有磨损性的大块物料(如大块矿石)	1.6~2.0	1.6~2.0	1.6~2.5

(5) 运人速度, 不得超过1.8m/s, 并参照运货速度大小选取。如运货速度为2.0~3.15m/s时, 运人速度取1.25m/s; 若运货速度为1.6m/s时, 运人速度取1.6m/s。

(6) 验绳速度的选取应考虑到验绳方式, 钢绳安装方法, 一般取0.63m/s。

3. 各种系数的选取与计算

1) 托轮阻力系数 ω

托轮阻力系数可取 $\omega = 0.01 \sim 0.03$ 。它的大小与钢绳的刚性阻力, 托轮轴承及密封件的摩擦阻力等有关。

2) 围包角备用系数 m

围包角备用系数一般取 $m = 1.1 \sim 1.3$ 。 α 值愈大, m 值也应愈大。并与牵引钢绳和驱动轮衬垫实际接触情况及可能会使围包角降低的因素有关。

3) 牵引钢绳安全系数 m_s

牵引钢绳安全系数 m_s , 运物时不小于4, 运人时不小于6。

4) 钢绳与驱动轮衬垫间附着系数 μ

附着系数取 $\mu = 0.15 \sim 0.35$, 它的大小取决于衬垫材料, 绳槽的形状、钢绳的捻向、绳芯的含油率等因素。

5) 附加阻力系数 K_1

附加阻力系数与拉紧绳轮、滚筒和压绳轮轴承阻力, 给料装置阻力, 清扫器阻力, 胶带与钢绳弯曲阻力, 胶带托辊阻力等因素有关。一般取 $K_1 = 0.02 \sim 0.03$ 。

4. 牵引钢绳的选择计算

预选牵引钢绳可按下式计算:

$$q_k = \frac{gL[(q+q_0)(\sin\beta \pm \omega \cdot \cos\beta) \pm q' \cdot \omega \cdot \cos\beta] + S_{min}}{n_s \left[\frac{\sigma_s}{c_s m_s \gamma_s} - gL(\sin\beta \pm \omega \cdot \cos\beta) \right]} \quad (1-3-77)$$

式中 q_k ——每米钢绳质量, kg/m;

q_0 ——每米胶带质量, kg/m;

q' ——每米长度上托轮组转动部分质量kg/m, 查表

q ——每米胶带面上的物料质量(kg/m), $q = \frac{Q}{3.6v}$;

S_{min} ——钢绳尾部张力, 一般倾斜向上及水平输送时取 $S_{min} = 10000 \sim 15000N$;

σ_s ——钢绳抗拉强度极限, $\sigma_s = (1400 \sim 1850) \times 10^6 Pa$;

L ——输送机输送长度m;

γ_s ——钢绳的密度, $\gamma_s = 9000 \sim 9800 kg/m^3$;

ω ——托轮阻力系数, 一般取 $\omega = 0.01 \sim 0.03$ 下运时取小值, 上运时取大值。

β ——输送机倾角度;

c_s ——钢绳载荷不均系数 $c_s = 1.2$;

m_s ——钢绳安全系数;

n_s ——牵引钢绳根数。

上式中, 向上输送时取“+”号, 向下输送时取“-”号。据计算的 q_k 值查选钢绳规格。

3.2.3.3 牵引钢绳张力及功率计算

1. 钢绳张力计算

钢丝绳张力计算方法有两种。

1) 根据驱动轮轴功率, 确定钢丝绳最大张力

$$S_{\max} = k' \frac{N_s}{v} \quad (1-3-78)$$

式中 $S_{\max}$ ——钢丝绳最大张力, N;

k' ——系数, 按表1-3-83选取;

N_s ——驱动轮轴功率, kW;

v ——带速, m/s;

K' 值

表 1-3-83

围包角备用系数 m	附 属 系 数			
	钢	夹 纤 胶	牛 皮	铝 基 合 金
	0.15	0.2~0.22	0.2~0.25	0.25~0.3
K'				
1.10	2430	1910~1780	1910~1630	1630~1460
1.15	2600	1990~1840	1990~1660	1660~1490
1.20	2790	2080~1910	2080~1730	1730~1520
1.25	3020	2180~1990	2180~1780	1780~1550
1.30	3280	2290~2070	2290~1840	1840~1590

驱动轮轴功率简易计算如下

(1) 运货时轴功率

$$N_s = (1 + K_1) [K_2 \cdot V \cdot L_s + 0.00273(\omega' \cdot L_s \pm H)Q] \quad (1-3-79)$$

式中 N_s ——运货时轴功率, kW;

L_s ——输送机输送长度的水平投影长, m;

K_1 ——附加阻力系数 $K_1 = 0.02 \sim 0.03$;

H ——输送机提升高度, m;

K_2 ——功率系数, 按下式计算

$$K_2 = \frac{\omega}{51} (q_0 + 2q_0) + \frac{\omega}{102} (q' + q'') \quad (1-3-80)$$

等式右侧两项可由表1-3-84和表1-3-85查得。

(2) 输送机运人时轴功率

$$N_s = (1 + K_1) [K_2 \cdot L_s \cdot v_r + 0.00273\omega(Q'_+ + Q'_-)L_s \pm 0.00273 \times (Q'_+ - Q'_-)H] \quad (1-3-81)$$

式中 N_s ——运人时轴功率, kW;

v_r ——运人时带速, m/s;

$Q'_+; Q'_-$ ——分别为上、下胶带运人量, t/h。

当输送机向上输送人员时, 计算取“+”; 当输送机向下输送人员时, 计算取“-”。

(3) 输送机验绳时轴功率

$$N_s = (1 + K_1) K_3 L_s v_r \quad (1-3-82)$$

式中 v_r ——验绳的带速, $v_r = 0.63$ m/s。

$\frac{w}{51}(q_0 + 2q_k)$ 值

表 1-3-84

带 宽 B (mm)	钢丝绳直径 d_s (mm)	托 轮 阻 力 系 数 w			
		0.01	0.015	0.02	0.025
800	24.5	0.00445	0.00672	8.68	11.15
	28	0.00472	0.00710	9.20	11.80
	30.5	0.00500	0.00758	9.80	12.60
	34.5	0.00540	0.00815	10.53	13.50
	37	0.00565	0.00855	11.01	14.20
	40	0.00585	0.00885	11.45	14.65
1000	24.5	0.00618	0.00930	12.40	15.40
	28	0.00655	0.00985	12.80	16.10
	30.5	0.00675	0.01015	13.50	16.80
	34.5	0.00710	0.01070	13.90	17.80
	37	0.00740	0.01115	14.40	18.40
	40	0.00780	0.01140	14.80	19.00
1200	24.5	0.00735	0.01100	14.30	18.40
	28	0.00765	0.01150	14.80	19.00
	30.5	0.00790	0.01190	15.80	19.70
	34.5	0.00828	0.01250	16.50	20.70
	37	0.00855	0.01280	16.70	21.80
	40	0.00875	0.01320	17.50	21.90

 $\frac{w}{102}(q' + q'')$ 值

表 1-3-85

托轮间距 l_s (m)	托 轮 阻 力 系 数 w			
	0.01	0.015	0.02	0.025
5	0.00131	0.00197	0.00262	0.00328
6	0.00110	0.00164	0.00220	0.00274
7	0.00094	0.00141	0.00188	0.00235
8	0.00082	0.00124	0.00165	0.00206
9	0.000745	0.00112	0.00149	0.00186
10	0.000665	0.00100	0.00133	0.00166

注：表中 q' 、 q'' 是按表 1-3-87 平均值计算，如需要精确计算，可按托轮实际 q' 、 q'' 值计算。

2) 用逐点计算法计算钢丝绳张力

逐点计算法是从驱动轮绕出点的钢丝绳张力 S_1 开始，沿钢丝绳运行方向，逐点计算到驱动轮趋入点钢丝绳张力 S_n ，见图 1-3-36，而任一点的张力应等于前一点的张力再加上两点间的运行阻力。最后得到钢丝绳两点张力 S_1 和 S_n 之间的函数关系：

$$S_n = f(S_1) \quad (1-3-83)$$

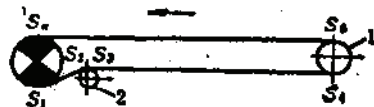


图 1-3-36 张力计算图

钢绳各点张力计算,

$$\left. \begin{aligned} S_1 &= S_1 + F_{1 \sim 2} \\ S_2 &= K_1 \cdot S_1 \\ S_3 &= S_2 + F_{2 \sim 3} \\ S_4 &= K_2 \cdot S_3 \\ S_5 &= S_4 + F_{3 \sim 4} \end{aligned} \right\} \quad (1-3-84)$$

式中 $S_1, S_2, \dots, S_n$ ——分别为1, 2, ..., n点张力, N;

K_1 ——阻力系数。导向转角45°时, $K_1 = 1.05$, 90°时 $K_1 = 1.10$, 180°时 $K_1 = 1.15$;

$F_{1 \sim 2}, F_{2 \sim 3}, F_{3 \sim 4}$ ——各计算间运行阻力, N。

为保证运转正常, 钢绳沿驱动轮不发生打滑, 需满足下式条件,

$$S_n < S_1 \frac{e^{m\alpha}}{m} \quad (1-3-85)$$

式中 $e^{m\alpha}$ ——系数, 见表1-3-86;

m ——围包角备用系数, $m = 1.1 \sim 1.3$ 。

将式联立求解, 就可以求得 S_1 至 S_n 各点张力。

同时输送机正常运行时有载段最小张力 (即 $S_{\min}$) 应满足钢绳允许挠度要求,

$$S_{\min} = S_1 \geq \frac{1}{8f_n} (q + q_0 + 2q_n) L_1^2 g \quad (1-3-86)$$

式中 $S_{\min}$ ——有载段最小张力, N;

f_n ——钢绳挠度, $f_n = (0.015 \sim 0.03) L_1$;

q_0 ——每米胶带质量, kg/m;

q_n ——每米钢绳质量, kg/m;

L_1 ——有载段最小张力点处托架间距, m;

应该注意, 所计算的各点张力均应为正值, 若出现负值, 则应增大 S_1 之值, 使它满足有载段允许挠度所需最小张力要求。

$e^{m\alpha}$ 值

表 1-3-86

围包角 α		m				
		0.15	0.20	0.25	0.30	0.35
弧 度	度	$e^{m\alpha}$				
3.14	180	1.60	1.87	2.19	2.57	3.00
3.68	210	1.73	2.08	2.50	3.00	3.80
4.19	240	1.87	2.31	2.85	3.51	4.33
5.21	300	2.18	2.88	3.68	4.77	6.19
6.28	360	2.67	3.51	4.81	6.58	9.00
15.7	900	10.53	23.10	51.85	111.00	243.47

驱动轮轴功率按下式计算,

$$N_d = \frac{(1 + K_1)(S_n - S_1)v}{1000} \quad (1-3-87)$$

2. 各种阻力计算

1) 直线或凹弧段运行阻力

(1) 有载段阻力:

$$F' = [(q + q' + 2q_k + q_0)\omega' L_A \pm (q_0 + q + 2q_k)H]g \quad (1-3-88)$$

(2) 空载段阻力:

$$F'' = [(q + q'' + 2q_k)\omega'' L_A \mp (q_0 + 2q_k)H]g \quad (1-3-89)$$

式中 F', F'' ——有载段和空载段阻力, N;

q' ——上托轮组转动部分质量, kg/m; 查表1-3-87;

q'' ——下托轮组转动部分质量, kg/m; 查表1-3-87;

L_A ——输送机投影长度, m;

H ——输送机高差, m;

ω', ω'' ——分别为有载段与空载段托轮阻力系数, 可以取 $\omega' = \omega'' = \omega = 0.01 \sim 0.03$ 。

“±”符号的确定: 胶带上行时取“+”号, 下行取“-”号。

q'q'' 值

表 1-3-87

名 称	托 轮	托 架 跨 距 l_0 (m)					
		5	6	7	8	9	10
上 托 轮 q' (kg/m)	整体铸钢轮	8.9	7.4	6.3	5.5	4.9	4.5
	冲压+衬圈轮	6.6	5.6	4.8	4.2	3.9	3.4
	铸铁+衬圈轮	11.5	9.6	8.3	7.2	6.4	5.8
	平 均 值	9.0	7.5	6.4	5.6	5.0	4.5
下 托 轮 q'' (kg/m)	整体铸钢轮	4.3	3.6	3.1	2.7	2.4	2.2
	冲压+衬圈轮	3.4	2.8	2.4	2.1	1.9	1.7
	铸铁+衬圈轮	4.5	3.7	3.2	2.8	2.5	2.2
	平 均 值	5.7	4.8	4.2	3.6	3.2	2.9
总平均值 $(q' + q'')/2$		6.7	5.6	4.8	4.2	3.8	3.4

注: 上托轮按四托轮, 下托轮按双托轮计算。

2) 凸弧段的运行阻力

(1) 有载段阻力:

$$F'_s = [S_t + g(q_0 + 2q_k + q + q')R]\alpha_k \omega' \quad (1-3-90)$$

(2) 空载段阻力:

$$F''_s = [S_t + g(q_0 + 2q_k + q'')R]\alpha_k \omega'' \quad (1-3-91)$$

式中 F'_s, F''_s ——有载段和空载段阻力, N;

S_t ——凸弧段绕入点的张力, N;

R ——凸弧段曲率半径, m;

α_k ——凸弧段所构成的圆心角, rad,

3. 传动装置的位置与张力关系图

图1-3-37为传动装置的位置与钢绳张力的关系图。

布置形式	张力图	布置形式	张力图	说明
				水平运输 $F_1 > 0$ $F_2 > 0$ $F > 0$
				倾斜向上运输 $F_1 > 0$ $F_2 < 0$ $F > 0$
				倾斜向下运输 $F_1 > 0$ $F_2 > 0$ $F > 0$
				倾斜向下运输 $F_1 < 0$ $F_2 > 0$ $F > 0$
				倾斜向下运输 $F_1 < 0$ $F_2 > 0$ $F < 0$

图 1-3-37 传动装置的位置与张力关系图

F_1 —上分支阻力, N ; F_2 —下分支阻力, N ; F —为总阻力, N ; $\oplus$ —为传动轮

4. 电动机功率计算

$$N = \pm K \frac{N_g}{\eta} \quad (1-3-92)$$

$$\eta = \eta_1 \eta_2 \text{ (若 } N_g > 0 \text{) 或 } \eta = \frac{1}{\eta_1 \eta_2} \text{ (若 } N_g < 0 \text{)} \quad (1-3-93)$$

式中 N ——电动机计算功率, kW;

K ——功率备用系数。采用绕线型交流异步电动机拖动时, $K = 1.15 \sim 1.25$; 采用鼠笼交流异步电动机拖动时, $K = 1.3 \sim 1.4$;

η ——总传动效率;

η_1 ——减速器效率。 $\eta_1 = 0.85 \sim 0.95$;

η_2 ——驱动轮轴承, 差速器效率。

$$\eta_2 = 0.95。$$

式中 “ $\pm$ ” 符号: 动力运行时取 “+” 号, 制动运行时取 “-” 号

满载启动功率验算,

$$\frac{N_g + N_s}{N_R \eta} \leq 0.85 \lambda K_s \quad (1-3-94)$$

式中 N_R ——选定的电动机额定功率, kW;

λ ——电动机过载系数;

N_s ——输送机起动时所增加的功率, kW;

$$N_s = \frac{\sum P_i v}{1000} \quad (1-3-95)$$

$$\Sigma P_i = \Sigma m a_i \quad (1-3-96)$$

$$\Sigma m = m_0 + m_g + m_h + m' + m_s + m_t + m_e \quad (1-3-97)$$

$$m_g = qL \quad (1-3-98)$$

$$m_h = 2q_s L \quad (1-3-99)$$

$$m_h = 4q_s \cdot L \quad (1-3-100)$$

$$m' = (q' + q'')L \quad (1-3-101)$$

$$m_t = \frac{\Sigma(GD^2)i^2}{D^2g} \quad (1-3-102)$$

式中 ΣP_i ——启动时输送机系统的惯性力, N;

a_i ——加速度, m/s^2 ; 取 $a = 0.2 \sim 0.3 m/s^2$;

Σm ——输送机运动系统的惯性质量, kg;

m_0 ——输送物料的质量, kg;

m_g ——胶带的质量, kg;

m_h ——钢绳的质量;

m' ——托轮转动部分惯性质量;

m_s ——压绳轮, 差速锥齿轮, 张紧轮, 等转动部分质量, kg, 查表 1-3-88, 表 1-3-89, 表 1-3-90;

m_t ——驱动轮转动部分质量, kg, 查表 1-3-91;

m_e ——电动机转子、减速器及联轴器转动部分的惯性质量, kg;

$\Sigma(GD^2)$ ——电动机、减速器、联轴器及制动器等旋转部分飞轮矩之和, Nm^2 , 由有关资料查得。

i ——减速比;

D ——驱动轮直径, m。

压绳轮转动部分质量

表 1-3-88

压绳轮(mm)	1700	2100	2500
压绳轮转动部分质量(kg)	540	795	1001

差速圆锥齿轮转动部分质量

表 1-3-89

差速器功率(kW)	115~200	200~330	400~500	660~1000
差速器的锥齿轮转动部分质量(kg)	1154	2090	3336	4719

张紧轮转动部分质量

表 1-3-90

轮 径(mm)	1500	2000
钢丝绳张紧车的张紧轮转动部分质量(kg)	550	720

驱动轮转动部分质量

表 1-3-91

图 号	轮 径 (mm)	驱动轮转动部分质量 (kg)	图 号	轮 径 (mm)	驱动轮转动部分质量 (kg)
GDE125	2500	3146	GDE330	3000	4068
GDE225		2921	GDE430		4256
GDE325		3555	GDE235	3500	3915
GDE130	3000	3380	GDE335		4948
GDE230		3503	GDE435		4630

5. 启动时驱动轮围包角的验算

启动时, 钢绳与驱动轮防滑校验按下式计算:

$$\alpha = \frac{1}{\mu} [\ln(S_0 + \Sigma P_{i1}) - \ln(S_1 - \Sigma P_{i2})] < 4.19 \quad (1-3-103)$$

式中 α ——驱动轮围包角, rad;

μ ——钢绳与驱动轮附着系数 $\mu = 0.15 \sim 0.3$;

S_0 ——驱动轮绕入点张力, N;

$\Sigma P_{i1}, \Sigma P_{i2}$ ——输送机启动时, 重边和空边的惯性力, N;

S_1 ——驱动轮绕出点张力, N;

3.2.3.4 极限平衡角及制动力矩的计算

1. 极限平衡角计算

倾斜输送机, 重载停机时, 会发生逆转, 此倾斜角度即称为极限平衡角 β_0 , 如果输送机倾斜角为 β 小于 β_0 , 只需正常的工作制动器, 当 $\beta > \beta_0$ 时, 还需增设安全制动器。极限平衡角按下式计算:

$$\beta_0 = \arctg \frac{[q + 2(q_0 + 2q_0') + (q' + q'')]\omega}{q} \quad (1-3-104)$$

2. 制动力矩计算

制动力矩分两种情况: 一是使运行着的输送机减速停止下来所需的减速制动力矩 M_s ; 二是重载停机时, 防止胶带向下滑动所需的制动力矩 M'_s 。

1) 减速制动时的制动力矩 M_s

动力运行 ($N_0 > 0$) 时

$$M_s = \left(\frac{1000 N_0}{v} - \Sigma m a_s \right) \frac{D}{2i} \eta$$

制动运行 ($N_0 < 0$) 时

$$M_s = - \left(\frac{1000 N_0}{v} - \Sigma m a_s \right) \frac{D}{2i} \eta$$

(1-3-105)

式中 a_s ——输送机运动系统的减速度, m/s^2 , 取 $a_s = 0.2 \sim 0.3 m/s^2$ 。

2) 重载停机时, 防止胶带下滑的制动力矩 M'_s

$$M'_s \geq \frac{P_i D}{2i} \eta \quad (1-3-106)$$

$$P_i = [1.2qH - C_1[q + 2(q_0 + 2q_k) + (q' + q'')]\omega L_k]g \quad (1-3-107)$$

式中 P_i ——防止胶带下滑所需的制动力;

C_1 ——阻力减少系数, 取 $C_1 = 0.5$ 。

3.2.3.5 驱动轮衬垫的比压验算

驱动轮衬垫所受的比压与驱动轮直径、钢绳结构、钢绳直径、钢绳拉力等因素有关。

$$P = \frac{S_i + S_a}{d_k D} < [P] \quad (1-3-108)$$

式中 P ——衬垫比压, N/cm^2 ;

S_i ——驱动轮绕出点张力, N ;

S_a ——驱动轮绕入点张力, N ;

d_k ——钢绳直径, cm ;

D ——驱动轮直径, cm 。

3.2.3.6 拉紧力和重锤计算

1. 牵引钢绳拉紧力计算

$$S_L = S_i + S_{i+1} \quad (1-3-109)$$

式中 S_L ——牵引钢绳拉紧力, N ;

S_i ——张紧轮绕入点张力, N ;

S_{i+1} ——张紧轮绕出点张力, N 。

2. 胶带拉紧力计算

由于钢绳牵引胶带机的胶带只承载物料, 而不承受牵引力, 故胶带所需的拉紧力很小, 如阳泉矿, 计算结果拉紧重锤仅22kg, 又如某矿也只有31kg。使用时一般可取60~150kg的拉紧重锤。或按下式计算拉紧力:

$$S_i \geq q_0 \mu_0 \frac{gL(q_0 + 2q_k + q) \omega \frac{A_1 E_A}{A_2 E_k}}{q_0 \mu_0 + (q_0 + 2q_k + q') \omega \frac{A_1 E_A}{A_2 E_k}} \quad (1-3-110)$$

式中 S_i ——胶带拉紧力, N ;

L ——输送机长, m ;

μ_0 ——胶带与钢绳附着系数 $\mu_0 = 0.4 \sim 0.6$;

E_A ——胶带弹性模数, $E_A = 1.46 \times 10^4 N/cm^2$;

E_k ——钢绳弹性模数, $E_k = 0.375 E$, $E = 2.1 \times 10^7 N/cm^2$;

A_1 ——胶带横断面面积, cm^2 ;

A_2 ——钢绳横断面面积, cm^2 。

3. 拉紧重锤质量计算

$$G = \left(\frac{S_L}{g} + 0.04 G_k \cos \beta \mp G_k \sin \beta \right) \frac{1}{\eta_0} \quad (1-3-111)$$

式中 G ——重锤质量, kg ;

S_L ——拉紧力, N ;

G_k ——张紧车质量, kg ; 见表1-3-77;

β ——张紧车轨道倾角;

η_0 ——滑轮效率, 取 $\eta_0 = 0.8 \sim 0.9$;

n ——滑轮数目。

3.2.3.7 胶带计算

1. 胶带最大张力

$$S_{Amax} = [(q + q_0 + 2q_k + q')L'_1\omega_0 \pm (q + q_0 + 2q_k)H] \frac{E_A A_1}{E_s A_2} \cdot g + \frac{1}{2} S'_t + W_0 \quad (1-3-112)$$

$$W_0 = [(q_0 + q + q')L_0\omega_0 \cos\beta \pm (q_0 + q)L_0\sin\beta]g \quad (1-3-113)$$

式中 S_{Amax} ——胶带最大张力, N;

S'_t ——胶带拉紧力, N;

ω_0 ——托辊阻力系数 $\omega_0 = 0.02 \sim 0.04$;

W_0 ——胶带有载段与钢绳分离段的运行阻力之和, N;

L'_1 ——输送机胶带水平投影长, m;

L_0 ——胶带与钢绳分离段长度, m。

向上输送时取“+”号, 向下输送时取“-”号。

2. 胶带强度验算

胶带强度最弱点是在胶带接头处, 可据下式验算胶带中帆布层数。

$$i_1 = \frac{m_1 S_{Amax}}{100 B_0 \sigma} \quad (1-3-114)$$

式中 i_1 ——胶带中帆布层数;

m_1 ——胶带安全系数, $m_1 = 8 \sim 10$;

σ ——胶带每层破断应力, $\sigma = 560 \text{ N/cm}^2$;

B_0 ——胶带接头处的实际宽度, m。

3.2.3.8 托架间距的计算

为保证输送机的正常运行, 托架间距必须满足钢绳挠度及托轮允许负荷要求, 一般可按下式计算:

$$l = \frac{8 S_1 C_0}{g G} \quad (1-3-115)$$

式中 l ——托架间距, m;

S_1 ——计算点处两根钢绳张力, N;

C_0 ——两托架间钢绳挠度与支架间距的容许比值, $C_0 = 0.015 \sim 0.03$;

G ——两托架间每米钢绳上的质量 kg/m。

$$\text{有载段: } G = (q_0 + 2q_k + q) \quad (1-3-116)$$

$$\text{空载段: } G = (q_0 + 2q_k) \quad (1-3-117)$$

托架间距也可以根据托轮处钢绳许用弯挠角来确定, 见图1-3-38。

$$l = \lg[\varphi_1] \frac{S_1}{Gg} \cos^2 \beta \quad (1-3-118)$$

式中 $[\varphi_1]$ ——托轮处钢绳许用弯挠角度, $[\varphi_1] = 3^\circ \sim 6^\circ$, 一般取 $3^\circ 26'$ 。

因此在各托架间钢绳挠度相等时, 任一托架间距值可按下式计算, 见图1-3-39。

$$l_n = l_0 + (0.06 \sim 0.12) \frac{l_{0 \sim n} \Delta S_t}{Gg} \cos^2 \beta \quad (1-3-119)$$

$$\Delta S_t = [(q + 2q_k + q_0 + q') \omega \cos \beta \pm (q + 2q_k + q_0) \sin \beta] g \quad (1-3-120)$$

式中 l_n —— n 点处的托架间距, m;

ΔS_t ——钢绳张力单位长度的变化, N;

$l_{0 \sim n}$ ——由尾轮到 n 点的距离, m;

l_0 ——尾轮到第一组托架的间距, m。

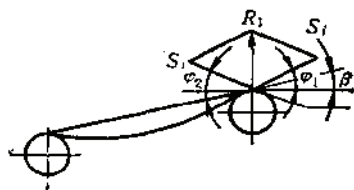


图 1-3-38 托辊受力分析图

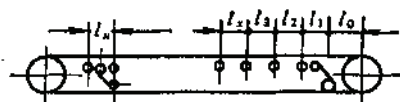


图 1-3-39 托架间距计算图

3.2.4 布置与使用

3.2.4.1 线路布置

1. 水平转弯, 胶带输送机水平转弯的曲率半径与胶带输送机转弯处的张力大小、矿石块度、密度、带速、运输量等因素有关。目前输送机的水平转弯有如下几种情况:

当胶带输送机的水平转弯曲率半径不小于 200~600m, 输送机可设置一套驱动装置, 可直接转弯而不需另设其它装置; 当其转角 $4^\circ 30'$, 曲率半径可达 1800m; 如其转角超过 10° , 而又不允许较大的曲率半径, 可以在转角处设转角站。这样可用于折角为 90° 以上的线路上。

苏格兰的钢绳胶带输送机是一套驱动装置三条胶带, 胶带是分段搭接的如图 1-3-40。

联邦德国的某矿井的输送机是一套驱动装置, 二条胶带, 矿物是从一条胶带转到另一条胶带, 牵引钢绳的转弯主要靠辅助的水平绳轮导向, 如图 1-3-41。

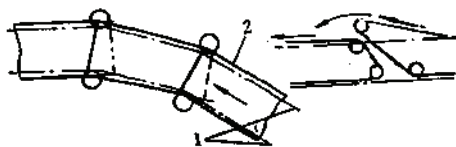


图 1-3-40 输送机三条胶带搭接转弯

1—钢绳; 2—胶带

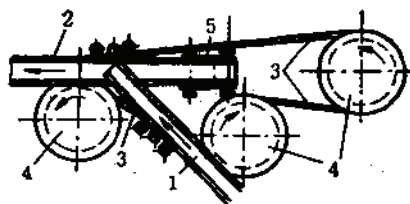


图 1-3-41 输送机的水平转弯

1, 2—胶带; 3—牵引钢绳; 4—转向绳轮; 5—胶带张紧小轮

目前国内输送机的水平转弯有两种型式,

一种是一套驱动装置, 两条胶带。牵引钢绳借助水平滑轮组实现转弯, 而胶带则是每个直线段单独一条, 在转弯处二条胶带搭接转载, 此时钢绳脱离胶带经导向轮自行转弯, 如图 1-3-42。

另一种是一套驱动装置，一条胶带，在转弯处钢绳与胶带脱开。钢绳借助两个或三个较大直径的托绳轮实现水平转弯，同时用平托轮逐渐将胶带托起脱离钢绳，在进入曲线段后，借锥形托辊的作用，使胶带外侧



图 1-3-42 输送机二条胶带搭接转弯

1—胶带；2—钢绳；3—托绳轮

运行，安装维修方便和行人安全等要求。

后，借锥形托辊的作用，使胶带外侧拉伸，内侧受压缩，实现胶带转弯，如图1-3-43。彩电矿的经验，在转弯处的分绳轮直径应为钢绳直径的25倍。

2. 检修道设置

输送机线路布置应保证该机正常

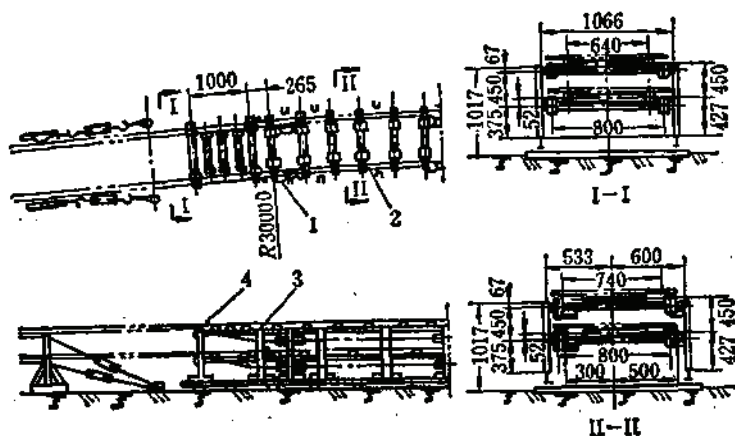


图 1-3-43 输送机水平转弯布置

1—水平分绳轮；2—锥形托辊；3—托绳轮；4—压绳轮

钢绳牵引胶带机在井下布置时，要求距巷道侧壁的距离不小于0.6m，另一侧距检修车厢之间应留有0.2m安全距离，而人行道应有0.8m的净宽。若两条胶带机平行布置，则可不设检修道，只在两机中间设人行道，若输送机为主要斜井提升设备，若输送机头部或尾部的检修零部件可从附近巷道运送时，可不设检修道。在装、卸区段、尾部紧张区段和上下人站台处巷道应加宽，在上下人站台处，应加宽至1~1.5m为宜，上人站台，应稍高于胶带平面，一般站台长为不小于5m；下人站台平面要稍低于胶带平面，站台长10m左右。

输送机在井下布置实例见表1-3-92。

3. 支架布置

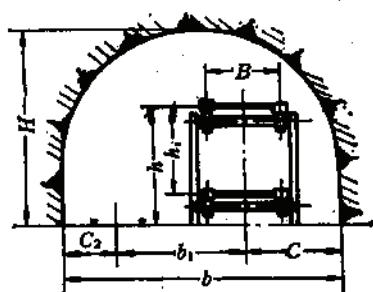
固定的标准支架一般安装在输送机的中间部分，每6~7m布置一个。为了加大上托轮的间距，近年来有采用自动平衡双托轮。

固定的过渡支架用于上下胶带面间距变化的地段，如标准支架至卸料装置段；受料装置至胶带张紧车段；多点给料的两给料点之间距小于50m的地段（大于50m采用标准支架）；胶带张紧车至钢绳张紧车段；驱动段至分绳装置段等。

采用固定支架时，一般允许钢绳挠度不超过托绳轮间距的1.5~2.5%。安装支架时，必须保证前后托绳轮槽中心偏差不大于30°。

布置实例 (mm)

表 1-3-92



矿山名称	胶带宽度 B	b	b ₁	C	C ₁	H	h	h ₁	备 注
张庄煤矿	800	3700	1460			2600	1433	1060	乘 人
玉石洼铁矿	1000	3580	1750	1080	750	2800	1850	1300	可 乘 人
彩屯煤矿	1000	4850	2400	1400		3000	1850	1300	可 乘 人
谢二煤矿	1000	4200	2023	1207	970		1850	1300	中间设人行道
林西煤矿	1000	4300	1700	1550		3200	1800	1300	可 乘 人
鸡西煤矿	1000	4000	1750				1850	1300	乘 人
鹤壁煤矿	1000	3500	1400	1200	900	3066	1900	1300	乘 人
义马煤矿	1000	4100	1590	1755		3250	1820	1300	乘 人
龙凤煤矿	1200	4500	2050			3250	1850		

吊挂式绳架即托绳，就是用钢丝绳支承托绳轮（代替刚性支架）。在托绳两端用立柱拉紧或固定。上托绳末端锚固在底板上，其锚固力 $\geq 45000\text{N}$ ，下托绳则直接固定在两立柱上。托绳的张紧，在上下托绳的两端均采用螺旋张紧，两立柱间距为60m，按托绳挠度调整，并在其中间设一中间支架。其托轮的轴端与托绳用绳卡连接。托绳每隔6、8、10m用吊架悬吊于巷道顶板上，其锚固力 $\geq 30000\text{N}$ ，这样即可控制托绳的挠度。这种吊挂式绳架在桑树坪煤矿应用效果良好。

吊挂式绳架见图1-3-44和图1-3-45。

4. 凸弧段计算

1) 凸弧段的曲率半径

曲率半径主要取决于胶带两侧边在经过凸弧段时附加伸长率，即附加应力。

凸弧段的曲率半径可按式确定：

$$R \geq 120 y_{\max} \quad (1-3-121)$$

$$y_{\max} = (1.30 q_0 + 1.6 k_s q) \frac{B^3}{E J n_1} 10^5 \quad (1-3-122)$$

式中 R ——凸弧段曲率半径，m，

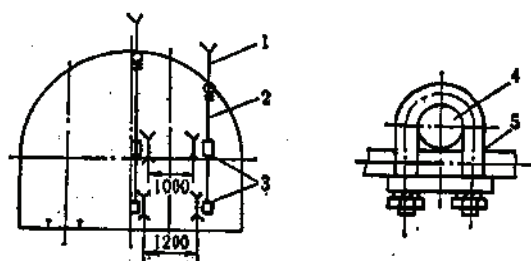


图 1-3-44 吊挂式绳架

1—顶锚；2—吊挂绳；3—吊架；4—轮轴；5—托绳

$y_{\max}$ ——胶带中钢条在物料作用下产生的横向挠度；

E ——钢条弹性模数 $E = 2.1 \times 10^7 \text{ N/cm}^2$ ；

J ——钢条截向惯性矩， cm^4 ，按表1-3-93查取；

n_1 ——每米胶带中钢条根数；

k_s ——系数 $k_s = 1 \sim 1.2$ ；

B_1 ——带宽， m 。

钢条的 J 、 W 值表

表 1-3-93

钢 条 断 面	J (cm^4)	W (cm^3)
5×5	0.52×10^{-3}	2.08×10^{-2}
5×6	1.08×10^{-3}	3.6×10^{-2}

2) 凸弧段托架间距

凸弧段的托架间距较直线段处托架间距要小，因为托轮除受钢绳、胶带及物料等所产生的正常载荷外，还要受到钢绳张力的作用。因此，该处托架间距主要取决于托轮的允许负荷。托架间距可按下式确定：

$$l_0 < \frac{n_1 R G_0}{g(q_0 + q + 2q_k + q')R + S_1} \quad (1-3-123)$$

式中 l_0 ——凸弧段托架间距， m ；

G_0 ——一个托轮允许的负荷， N ；

n_1 ——一个托架两侧上托轮数目，个；

S_1 ——凸弧段两根钢绳最大张力， N 。

5. 凹弧段的计算

凹弧段的最小曲率半径应保证输送机启动时胶带和钢绳不脱离托轮。钢绳张力越大，其曲率半径也越大。可按下式计算：

$$R_{\min} \geq k_1 k_2 \frac{S_{\max}}{(q_0 + 2q_k)g} \quad (1-3-124)$$

式中 $R_{\min}$ ——凹弧段最小曲率半径， m ；

$S_{\max}$ ——凹弧段两根钢绳最大张力， N ；

k_1 ——输送机倾角对凹弧段曲率半径的影响系数， $k_1 = \frac{1}{\cos \beta}$ ；

k_2 ——输送机启动时钢绳最大张力与稳定运行时钢绳张力之比。一般情况下，取 $k_2 = 1.7$ 。如果供料点到凹弧段起点距离较远，或者电动机直接启动时，取 $k_2 = 2.0$ ；如果电动机启动时加速度能控制时，取 $k_2 = 1.3 \sim 1.5$ 。

如果凹弧段处在输送机尾部，则式(1-3-124)可改为：

$$R_{\min} = k_1 \frac{l_0}{8C_1} \left(1 + \frac{q}{q_0 + 2q_k} \right) \quad (1-3-125)$$

式中 l_0 ——尾部最末托架间距， m ；

其它符号同前。

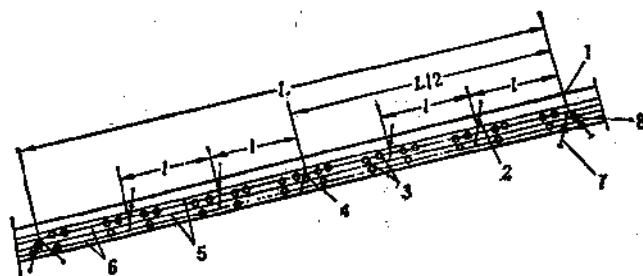


图 1-3-45 吊挂式绳架布置示意图

1—立柱；2—吊挂装置；3—上、下托轮组；4—中间支架；5—胶带与牵引钢丝绳；6—上、下托绳；7—地锚；8—拉紧螺栓

3.2.4.2 装设设施及驱动站的布置

井下给料设备的配置，要求紧凑并便于检修。为减轻物料对胶带的冲击，要求落料高差应尽量小，特别是大块物料，更为重要。输送机受料段应尽量水平布置，如倾斜布置时，倾角一般应小于 6° ，给料量和块度应严格控制，有利于保证正常运行。装设站布置示例见图1-3-46和图1-3-47。

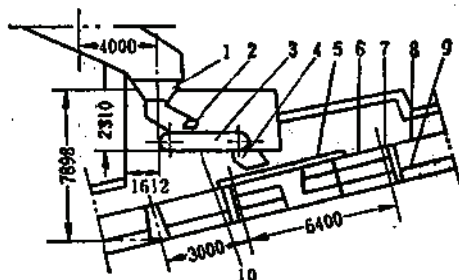


图 1-3-46 倾斜胶带机装设站布置示例

1—漏斗；2—闸门；3—给矿机；4—溜槽；5—挡板；6—缓冲托辊部位；7—托轮部位；8—上胶带；9—下胶带；10—平台

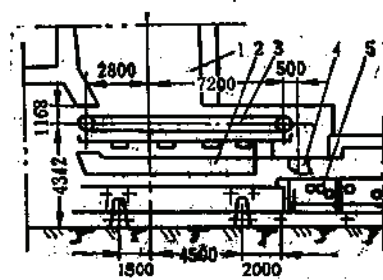


图 1-3-47 水平胶带机装设站布置示例

1—溜井口；2—粉矿漏斗；3—板式给矿机；4—块矿漏斗；5—缓冲装置

驱动机房的布置，要求驱动轮与头部分绳轮之间的距离不宜太近，一般以 $15\sim 20\text{m}$ 为宜。驱动设备基础距墙壁的净空距离，一般转动设备部分距墙应不小于 1.5m ，固定部分距墙不小于 1m 。在驱动装置两侧，要留有检修最大部件的面积和空间，通常按驱动轮直径考虑；为了安装和检修，机房内需设置吊车。若在井下峒室中不能安设吊车时，应设起重梁。机房高度一般为 $5.5\sim 7\text{m}$ 。图1-3-48是驱动机房布置图。

3.2.4.3 卸料装置与分绳装置的布置

卸料装置

1. 卸料装置

钢丝绳牵引胶带机只能头部卸料。物料通过胶带头部的漏斗卸入料仓。漏斗口应稍宽于胶带，以免撒矿，这就要求钢丝绳分出后，两钢丝绳间的距离要大于漏斗口，

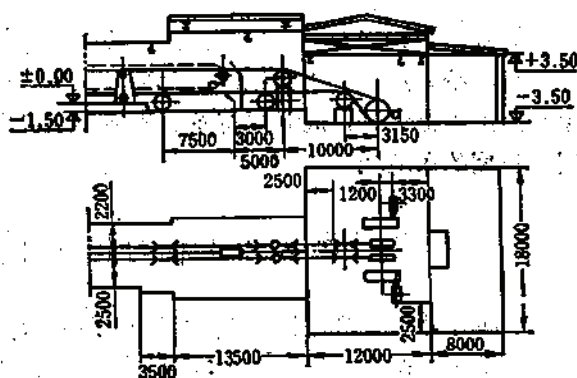


图 1-3-48 驱动机房的布置示例

否则会刮擦漏斗壁。对倾斜运输, 机头卸料点与驱动轮和变坡点之间的相对位置有三种情况:

(1) 卸料位置在变坡之前, 这种布置方式的优点是钢绳经过变坡轮时, 不承担胶带和物料荷载, 胶带也不经过变坡点, 有利于胶带和钢绳的寿命。林西、鸡西等煤矿用此方式。

(2) 卸料位置在变坡之后, 分绳装置和卸载装置可布置在水平段上, 便于料仓的布置。如玉石洼、彩屯等多数矿山用此方式。

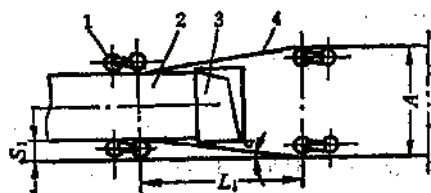


图 1-3-49 水平分绳轮的布置
1—分绳轮组; 2—胶带; 3—卸载漏斗; 4—牵引钢绳

(3) 无变坡点, 此方式是将驱动轮位置提高, 使驱动轮出绳角与斜坡角一致, 避免变坡。卸载与分绳都布置在斜坡上可减轻钢绳疲劳与磨损, 但机房位置要提高, 增加了工程量, 如机房在井下, 因峒室与卸料点不在同一水平, 影响机房峒室的通风。马家沟煤矿用此方式。

2. 分绳装置的布置

系列产品的水平分绳装置, 结构紧凑, 受力小。如图1-3-49所示卸料前胶带由滚筒抬起,

分绳轮将钢绳向外侧各分出 S_1 距离, 前后分绳轮的距离为 L_1 , 则分绳角为 $\alpha = \tan^{-1} \frac{S_1}{L_1}$ 。

分绳角太大, 分绳轮受力大, 钢绳和分绳轮磨损大, 分绳角太小, 则卸料漏斗布置宽度不够。一般分绳角在 3° 以下为宜, 鸡西矿将原分绳角 $6^\circ 05'$ 减小到 $3^\circ 05'$, 托带辊相应后移, 以减小分绳轮受力, 可改善钢绳使用条件。

3.2.4.4 拉紧装置布置及要求

1. 胶带拉紧装置

钢绳牵引胶带的胶带不起牵引作用, 故所需拉紧张力很小, 在倾角小于 5° 时, 由胶带拉紧车自重和胶带在倾斜方向的分力, 足可使胶带保持一定拉紧力, 不需加拉紧绞车。当倾角大于 5° 时, 拉紧车自重和胶带在倾斜方向的分力较大时, 将出现胶带张力过大, 会使胶带伸长, 甚至拉断接头。故应考虑加设减张绞车, 即将胶带拉紧车反向拉回, 减小胶带张力。胶带拉紧车轨道, 一般用 18kg/m 钢轨, 行程以 $15 \sim 30\text{m}$ 为好, 便于更换胶带和保持必要的接头余量。

2. 钢绳拉紧装置

保证牵引钢绳有一定的预拉力。两条牵引钢绳各用一台钢绳拉紧小车及一套重锤和拉紧绞车, 绞车用于调节重锤游动距离。拉紧行程为 $20 \sim 40\text{m}$ 。当输送机启动时, 为避免张紧车向上跑得太远, 同时保持牵引钢绳不至失去必要的启动张力, 故应在拉紧小车上安装固定长度的保险绳。

3.3 其他几种带式输送机的特殊计算

下面几种带式输送机的选型计算, 基本与普通型带式输送机和钢绳芯带式输送机相同, 由于这些输送机的结构, 传动方式, 配置要求等方面各具有不同的特点, 因而要求选型时, 在不同的方面进行特殊计算。如高强力带式输送机的胶带选择, 多点直线摩擦驱动

输送机的分段驱动计算, 绳架式带式输送机的绳架托绳张力计算等。这些特殊计算下面分别介绍。

3.3.1 高强力带式输送机

3.3.1.1 种类结构、性能及规格

近几年来, 兴起了以化学纤维为芯体的高强力输送带, 虽然这种胶带的带强不及钢丝绳芯胶带, 但较普通运输胶带带强要高。此外还具有带体薄, 运搬方便, 以及成槽性好, 防腐, 防潮, 耐冲击, 寿命长等优点。

高强力输送带, 按芯体可分为: 人造纤维(R)芯体、维尼龙(PV)芯体、尼龙(N)芯体、涤纶(T)芯体及聚合混合物(P)运输带见表1-3-94。

运输带芯体种类

表 1-3-94

型 号	厚 度 (mm)	质 量 (g/cm)	型 号	厚 度 (mm)	质 量 (g/cm)	型 号	厚 度 (mm)	质 量 (g/cm)
NN-120	0.9	10.9	TT-120	1.0	12.0	PVN-300	1.5	17.0
NN-150	1.0	11.4	TT-150	1.0	12.0	PVN-350	1.7	18.5
NN-200	1.1	12.0	TT-200	1.1	12.5	PVN-400	1.95	21.0
NN-250	1.15	12.6	TT-250	1.2	13.0	PVN-450	2.05	23.0
NN-300	1.25	13.5	TT-300	1.3	14.5	PVN-500	2.2	24.0
NN-350	1.5	16.4	TT-350	1.55	17.0	RR-100	1.25	15.0
NN-400	1.6	17.3	TT-400	1.65	18.0	RR-120	1.35	17.9
NN-450	1.7	19.3	PVN-100	1.0	12.4	RR-150	1.35	17.9
NN-500	1.9	20.3	PVN-120	1.0	12.4	RR-200	1.6	21.6
NN-600	2.25	23.5	PVN-150	1.05	12.6	PP-100	1.3	13.9
NN-700	2.5	26.0	PVN-200	1.15	13.9	PP-120	1.3	13.9
NN-800	2.8	29.0	PVN-250	1.35	14.4			

目前国内应用较广的有尼龙帆布运输带NN-150、NN-200、NN-250、NN-300等型号。其规格、结构性能见表1-3-95和表1-3-96。型号规格表示说明见表1-3-97。

尼龙帆布运输带结构性能表

表 1-3-95

性 能 名 称			NN-150	NN-200	NN-250	NN-300
胶	胶与布附着	覆盖层厚 $\geq 3\text{mm}$ (N/2.5cm)	100	100	100	100
	强度不低于	覆盖层厚 $< 3\text{mm}$ (N/2.5cm)	90	90	90	90
布	胶布层间附着强度不低于 (N/2.5cm)		100	100	100	100
	单层布经向拉断不低于 (N/cm)		1500	2000	2500	3000
层	布层经向扯断伸长率不大于 (%)		25	25	25	25
	扯断强度不低于 (N/cm)		1800	1800	1800	1800
覆	扯断伸长率不低于 (%)		4500	4500	4500	4500
	磨损减量不高于 ($\text{cm}^3/1.61\text{km}$)		0.8	0.8	0.8	0.8
盖	冲击弹性不低于 (%)		22	22		32

维尼龙帆布带, 由上海胶带厂制成, 每层可达1400N/cm。规格范围同普通运输带, 布层可相应减少, 其性能见表1-3-98。

尼龙帆布运输带规格系列表

表 1-3-98

带宽 (mm)	层数 (层)	覆盖层厚度		宽度允许 公差 (mm)
		工作面 (mm)	非工作面 (mm)	
650	3~4	3.0, 4.5, 6.0	1.5, 3.0	±8
800	3~4	3.0, 4.5, 6.0	1.5, 3.0	±8
1000	3~6	3.0, 4.5, 6.0	1.5, 3.0	±10
1200	3~6	3.0, 4.5, 6.0	1.5, 3.0	±12
1400	3~6	3.0, 4.5, 6.0	1.5, 3.0	±14
1600	3~6	3.0, 4.5, 6.0	1.5, 3.0	±16
2000	3~8	3.0, 4.5, 6.0	1.5, 3.0	±20

型号规格表示说明表

表 1-3-97

型 号	规 格
NN-200	$1000 \times 3(3+1.5) \times 100$ —运输带长度(米)

全维尼龙帆布运输带结构性能表

表 1-3-98

性 能 名 称		指 标
强 度 指 标	扯断强度	2200
	扯断伸长率 (%)	>500
	硬度 (邵氏度)	55~65
	磨耗减量 (cm ³ /km)	<0.7/1.61
	冲击弹性 (%)	>40
胶 带 强 度	胶与布附着力 (N/2.5cm)	>90
	胶厚 3 mm 以下 (N/2.5cm)	>80
布 层 强 度	胶布层间附着强度 (N/2.5cm)	>90
	胶布层经向每层扯断强度 (N/2.5cm)	>2400
	胶布经向扯断伸长率 (%)	<22
	全制屈挠次数 (次)	>30000

3.3.1.2 高强力带式输送机的选型计算

高强力带式输送机, 可参照普通带式输送机和钢绳芯带式输送机的计算方法进行选型计算。在我国由于高强力胶带以尼龙帆布运输带应用较广, 所以根据其性能规格及选用要求对如下几个部分进行计算。

1. 运输带的选择

1) 运输带芯层数

$$n_s = \frac{S_{\max} m_1}{B_1 \sigma} \quad (1-3-126)$$

式中 n_s ——带层数;

m_1 ——安全系数, 见表1-3-99;

B_1 ——带宽, cm;

σ ——扯断带强, 见表1-3-95;

$S_{\max}$ ——运输带最大张力, N, 由计算得出。

尼龙带安全系数表

表 1-3-99

使用条件	硫 化 胶 接			金属卡子连接
	一般用途	易产生扎伤时	要求特别安全时	
安全系数	12	14	17	15 以上

2) 胶带厚度

$$\delta = \delta_1 n_s + \delta_2 + \delta_3 \quad (1-3-127)$$

式中 δ_1 ——尼龙层单层厚度, mm;

δ_2 ——上覆盖层厚度, mm;

δ_3 ——下覆盖层厚度, mm;

δ ——运输带总厚度, mm。

3) 运输带总质量的计算

$$M = L_0 B_1 [1.2(\delta_2 + \delta_3) + n_s i_1] \quad (1-3-128)$$

式中 M ——运输带总质量, kg;

L ——运输带总长度, m;

B_1 ——带宽, m;

i_1 ——系数, 见表1-3-100。

i_1, i_2, i_3, i_4 系数表

表 1-3-100

型 号	δ_1 (mm)	i_1	i_2	i_3	i_4
NN-150	1.10	1.15	115	100	85
NN-200	1.20	1.25	125	115	95
NN-300	1.30	1.35	130	117	100

2. 滚筒最小直径的确定

由于尼龙运输带, 带体薄、挠性好, 可以选取较小滚筒直径, 见表1-3-101。

最小滚筒直径计算表

表 1-3-101

包角型式	包角 $> 90^\circ$ 时, 主动滚筒和头部滚筒	包角 $> 90^\circ$ 时, 机尾、张紧和改向滚筒	包角 $< 90^\circ$ 时的改向滚筒
	$D = n i_2$	$D = n i_3$	$D = n i_4$

注: D ——滚筒直径mm, n ——运输带层数。

3. 最小张紧行程的计算

$$\Delta L = (0.022 \sim 0.027) L \quad (1-3-129)$$

式中 ΔL ——最小张紧行程, m;

L ——输送机实长, m。

4. 滚筒与第一托辊间的距离

$$l = B_1 i_5 \quad (1-3-130)$$

式中 l ——滚筒与第一托辊间距, m;

B_1 ——带宽, m;

i_5 ——系数, 表1-3-102。

5. 凸、凹弧段最小半径

$$R_1 = B_1 i_6 \quad (1-3-131)$$

i_1, i_2 系数表

表 1-3-102

槽 角 (°)	i_1				i_2
	头 部		尾 部		凸 弧 段
	托辊不低于滚筒	托辊低于滚筒	托辊不低于滚筒	托辊低于滚筒	
20	0.817	0.544	0.544	0.363	10
30	1.220	0.814	0.814	0.542	14
40	1.830	1.221	1.221	0.814	20

$$R_2 = \frac{S_{\max}}{g q_0 \cos \alpha} \quad (1-3-132)$$

式中 R_1 ——凸弧段最小半径, m;
 R_2 ——凹弧段最小半径, m;
 i_1 ——见表1-3-102;
 q_0 ——胶带每米长质量, kg/m;
 α ——输送机倾斜角($^{\circ}$);
 $S_{\max}$ ——凹弧段上, 胶带最大张力, N;

部分矿山高强度带式输送机使用实例

表 1-3-103

序号	名 称	平 顶 山 矿 务 局			安 顺	大 电 煤 矿
		丁八盘区	戌七盘区	井下采区 总 巷	桥子山煤矿	SDJ-150型
1	输送能力(t/h)	500	500	200	500	530
2	物料性质	原 煤	原 煤	原 煤	煤	原 煤
3	带 宽(mm)	800	800	1000	1000	1000
4	带 速(m/s)	2	2	2	1.6	1.9
5	机 长(m)	600	450	500		1000
6	带 强(N/cm)	1422	1422		1820	经向8375, 纬向3432
7	驱动滚筒直径(mm)	500(包胶)	500(包胶)	500(包胶)	630	630
8	改向滚筒直径(mm)					400, 300
9	电 动 机(kW)	40×2	40×2	40×3	30×4	75×2
10	接头方式	夹板铆接	夹板 接	夹板铆接		硫化带长50m
11	总 重(kg)					91843
12					三组中间摩擦传动, 一组机头传动 维尼龙带芯	可伸缩胶带机, 张紧电机为JBY, 4 kW牵引力为9000N

g ——重力加速度, m/s^2 , $g=9.81$ 。

3.3.1.3 高强力带式输送机的应用实例

国内部分矿山使用高强力带式输送机实例列如表1-3-103。

3.3.2 多点直线摩擦驱动输送机

多点直线摩擦驱动可用于普通型胶带机、强力型胶带机中。通称为多点直线摩擦驱动输送机。

当输送机由于张力, 功率不能满足要求, 或为降低带强, 提高制动可靠性, 或者为加长输送机而需另增驱动装置等, 可以考虑采用多点直线摩擦驱动, 但必须要求各驱动装置同步运行。

一般摩擦驱动段设在承载带的承载边的水平段或凸弧段。

3.3.2.1 各种运行阻力的计算

$$F_s = (q_0 + q + q')g\omega L \cos\beta \pm (q_0 + q)gH \quad (1-3-133)$$

$$F_a = (1 + K_0)(q_0 + q)aL \quad (1-3-134)$$

$$F_c = (q_0 + q'')g\omega L \cos\beta \mp q_0 gH \quad (1-3-135)$$

$$F'_a = (1 + K_0)aq_0 L \quad (1-3-136)$$

式中

F_s ——承载段阻力, N ;

F_a ——承载段惯性力, N ;

F_c ——回空段阻力, N ;

F'_a ——回空段惯性力, N ;

q, q_0, q', q'', ω ——同前;

g, a ——重力加速度和加、减速度, m/s^2 ;

β ——胶带机计算段倾斜角, $(^\circ)$;

H ——高差, m ;

L ——计算段实长, m ;

K_0 ——托辊、滚筒旋转惯性系数, 一般取: $K_0 = 0.05 \sim 0.08$;

胶带上行时取“+”, 反之为“-”。

$$\Sigma F = F_s + F_a + F_c \quad (1-3-137)$$

$$\Sigma F_a = F_s + F_a + F_c + F'_a + F'_c \quad (1-3-138)$$

式中 ΣF ——输送机等速运行阻力 (不包括驱动带阻力), N ;

ΣF_a ——输送机加速时运行的阻力, N ;

F_s ——附加阻力, 如导料板阻力, 胶带绕过滚筒阻力等。

3.3.2.2 牵引力的分配及驱动带长度的计算

$$P = F = \Sigma F / n \quad \text{或} \quad P_a = \Sigma F_a / n$$

式中 P ——各驱动带牵引力, N ;

P_a ——加速时, 各驱动带牵引力, N ;

n ——驱动单元数 (包括头或尾的驱动单元)。

$$L_v = \frac{m_s P}{f(q + q_0)g \cos\beta + (q + q_0 + q')g\omega \cos\beta} \quad \text{或}$$

$$L_v = \frac{m_s P_0}{f(q + q_0)g \cos \beta + (q + q_0 + q')g \omega \cos \beta} \quad (1-3-139)$$

式中 L_v ——驱动带长, m;

m_s ——防滑储备系数, $m_s = 1.1 \sim 1.25$;

f ——两胶带间的摩擦系数, $f = 0.35 \sim 0.55$ 。

校核条件:

当驱动带段承载带上无负荷时, 驱动带传动时能传出的力可能减少, 其校核条件如下:

$$L_v \geq \frac{P - (q \omega \cos \beta L_v \mp q H_v)g}{f_{\max} q_0 g \cos \beta + (q_0 + q')g \omega \cos \beta} \quad (1-3-140)$$

式中 $f_{\max}$ ——两胶带间最大摩擦系数;

H_v ——驱动带头尾高差, m, 物料上坡取“-”, 下坡取“+”。

如果不满足式(1-3-140)要求, L_v 取不等式右边计算值。各驱动段的 L_v 可以不相同。当布置在凸弧段时, 计入弯曲阻力后, 驱动带长度可以减少。

3.3.2.3 各段驱动带的分布

驱动带的分布是可以任意的。但是为了减少胶带张力, P 尽可能平均分布。如图1-3-50所示, 并按下列方法进行计算和布置。

首先按图1-3-50求出 I 驱动带的驱动滚筒距承载带尾部改向滚筒间距 L_1 。计算式如下:

$$L_1 = \frac{P + S_{\min} - S_3}{f'} \quad (1-3-141)$$

式中 L_1 ——驱动带的驱动滚筒距承载带尾部改向滚筒间距, m;

f' ——单位运行阻力, $f' = \Sigma F/L$, N/m;

S_3 ——改向滚筒胶带绕出点张力, N;

$S_{\min}$ ——承载段重载边胶带允许最小张力, N, 计算时需适当取大些, 以防负载不均而使最小张力发生低于允许值的情况。

其次, 求 II、III 驱动带的驱动滚筒间的距离 L_2, L_3 , 如图1-3-50所示, 这一段的驱动

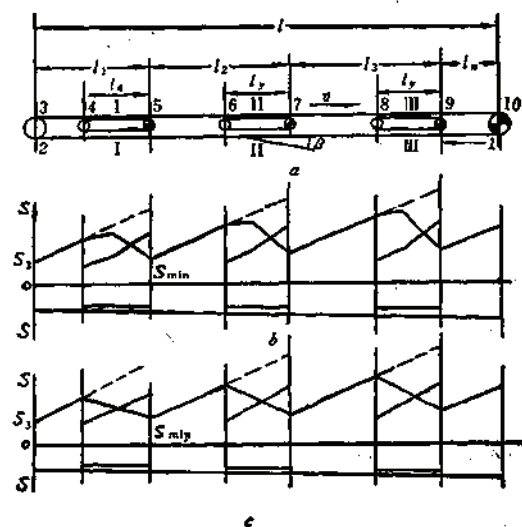


图 1-3-50 摩擦带传动张力图

a—摩擦带传动; b—承载带与驱动带张力变化理论情况; c—承载带与驱动带张力变化简化计算情况

力 P 应是本段的运行阻力, 其式如下

$$L_2 = \frac{P}{f'} \quad (1-3-142)$$

3.3.2.4 各段运行阻力、各点张力的计算

按所给及所计算出的有关尺寸进行一次线路布置, 设立驱动站位置。将需要计算的各段运行阻力, 按逐点计算法求出各点张力。最后按不打滑条件和最小张力点的张力要求进行校核。

3.3.2.5 驱动带功率的计算

$$P_k = P + P_0 \quad (1-3-143)$$

式中 P_k ——驱动带所需牵引力, N;

P_0 ——驱动带单独空载运行时需要的力, N;

$$P_0 = 2g(q_0 + q')L_0 \omega \cos \beta$$

$$N_0 = P_k V / 1000$$

$$N = K N_0$$

(1-3-144)

式中 N_0 ——驱动带轴功率, kW;

N ——电动机计算功率, kW。

式(1-3-144)中功率系数 K 值按3.1.3.3选取, 但其中功率不平衡系数 η , 改为0.8~0.9, 驱动单元多时取小值。

3.3.3 绳架式带式输送机

3.3.3.1 应用范围及其特点

绳架式带式输送机即用两条纵向平行布置的钢丝绳代替一般带式输送机的刚性机架。有落地式和吊挂式。图1-3-51是我国地下用的吊挂式带式输送机示意图。

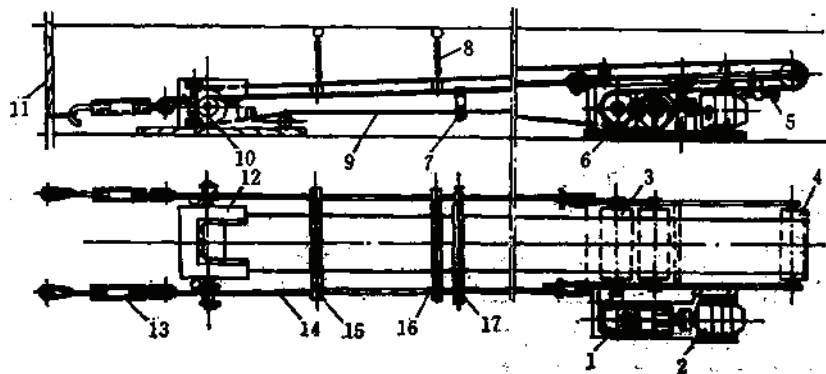


图 1-3-51 绳架式带式输送机示意图

1—减速箱, 2—电动机, 3—主传动滚筒, 4—卸料滚筒, 5—清扫装置, 6—机头架, 7—下托辊, 8—吊挂链, 9—胶带, 10—尾部滚筒, 11—立柱, 12—机尾架, 13—张紧丝杆, 14—机身钢丝绳, 15—上托辊架, 16—上托辊, 17—下托辊架

国外绳架带式输送机在地下矿和露天矿均得到广泛的应用。我国在地下煤矿顺槽和集中运输巷道中作为输送煤炭的设备使用较多, 在条件适宜的情况下, 亦可用于采区上、下山运输, 主斜井运输; 还可以运输其他物料, 如矿石、废石, 充填料等。

绳架式带式输送机的特点:

(1) 绳架式带式输送机机身结构简单, 节省钢材, 安装、拆卸及调整方便, 不易跑偏。

(2) 上托辊组采用铰接托辊, 并架设在钢丝绳上, 侧托辊倾角可随负载大小而变化, 因而可提高输送机的运输能力, 减少物料撒落和胶带跑偏。此外可以减轻大块物料的冲击, 延长输送带和托辊的使用期限。

(3) 绳架式输送机机身吊挂在巷道顶板上, 机身高度可以调节, 巷道底板清扫方便, 并能适应底板不稳定的巷道条件。

(4) 输送机可用多电机传动, 亦可用单电机传动。鼠笼型电机配液力联轴器的传动

装置,可改善运输机的起动性能,保证多电动机传动的功率分配平衡。

3.3.3.2 主要结构

绳架式带式输送机由以下几部分组成:机头、机身、机尾和输送带。所用输送带可以是普通型输送胶带,也可以是高强力钢绳芯胶带。

1. 机头部

机头部包括传动装置、卸载端和胶带清扫装置、机头架等。

2. 机身部

机身由以下几部分组成:钢丝绳、紧绳装置,中间吊架或落地支架、铰接托辊组、下托辊、分绳架等。

两根作为支撑构件的钢丝绳纵向平行布置,支承托辊其绳径根据张力确定。

紧绳装置(见图1-3-52)的作用是固定钢丝绳和调节其张紧程度。紧绳装置包括支架、固定装置和紧绳调节螺丝。其布置间距一般为60~200m。

中间吊架(图1-3-53)或落地中间支架用于将机身吊挂在巷道上或支承于底板上,中间吊架是用型钢(或钢管)焊成的“H”型架子,下托辊安装在它的下部,机身一钢丝绳连接在它上端的绳卡中。吊架用细钢丝绳挂在巷道上,吊架高度可以用调节板或螺丝来调节,中间吊架间距一般为3m。

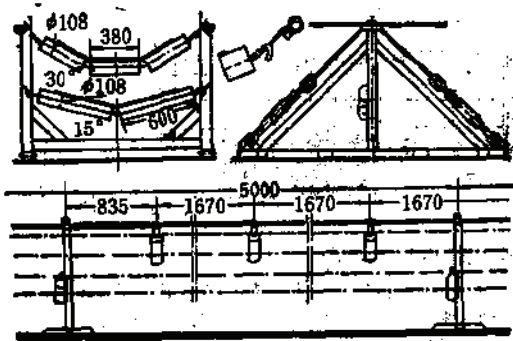


图 1-3-52 钢绳式托辊支架

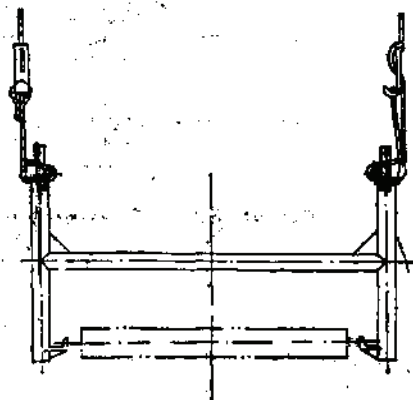


图 1-3-53 中间吊架

铰接托辊组一般由三节托辊组成,铰接托辊组通过绳卡挂在钢丝绳上,并用斜楔固定。上边(承载边)输送带形成一槽形断面,槽形角的变化范围为 $20^{\circ} \sim 30^{\circ}$ 。下边(回空边)输送带的水平托辊或V形托辊挂在中间吊架内。上下托辊的结构与普通带式输送机托辊相同。

分绳架(图1-3-54)是一弓形的钢管,其两端焊有绳卡。每隔一个中间吊架安装一个分绳架,以保持钢绳等间距。



图 1-3-54 分绳架

3. 机尾部

机尾是输送带在尾部的导向部分和装(卸)载点。它由机尾架、尾部滚筒、上托辊、下托辊、清扫装置以及卸载护板等组成。机尾用两根钢丝绳固定在巷道底板的锚杆或横梁上。尾部滚筒的轴线可调节,借以调整输送机的跑偏。

4. 胶带拉紧装置

胶带拉紧装置包括拉紧滚筒、导向滚筒、机架。拉紧滚筒沿导轨移动,从而将胶带张紧。

煤炭部MT23-75《矿用吊挂胶带输送机型式与基本参数》和苏联部分绳架式输送机有关技术参数分别列于表1-3-104和表1-3-105。

国内使用实例见表1-3-106。

吊挂式输送机主要技术参数

表 1-3-104

产品型号	带 宽 (mm)	带 速 (m/s)	运 输 量 (t/h)	主 电 机 功 率 (kW)	传动滚筒 直 径 (mm)	托辊直径 (mm)	最大运输长度 (m)
SD-75P	1000	2.0	630	75	φ630	φ108	500
SD-150P				75×2			1000
SD-40P	800	2.0	400	40	φ500	φ89	400
SD-80P				40×2			800
SD-22P	650	1.6	200	22	φ450	φ89	400
SD-44P				22×2			800
SD-150X	1000	2.0	630	75×2	φ630	φ108	最大倾角(°) 18
SD-80X	800	2.0	400	40×2	φ500	φ89	18
SD-44X	650	1.6	200	22×2	φ500	φ89	18
SD-250X	1000	2.0	630	125×2	φ800	φ108	18
SD-375X	1000	2.0	630	125×3	φ800	φ108	18
SD-500X	1000	2.0	630	125×4	φ800	φ108	18
SD-75S	1000	2.0	630	75	φ630	φ108	-14
SD-40S	800	2.0	400	40	φ500	φ89	-14
DS-22S	650	1.6	200	22	φ500	φ89	-14
SD-80	800	2.0	400	40×2	φ500	φ89	800 贮带长100
SD ₁ -150	1000	2.0	630	75×2	φ630	φ108	1000 100
SD-44	650	1.6	200	22×2	φ500	φ89	800 100

注: S—带式输送机; D—吊挂(绳架吊挂)式; P—水平运输; X—下山(向上)运输; S—上山(向下)运输。

表 1-3-105

苏联部分绳架式带式输送机参数

型 号	总功率 (kW)	驱 动 装 置						制 动 器	拉 紧 装 置		起 动 控 制 设 备	支 架		带 胶 类 型	强 度 (kN)	
		传 动 装 置		电 动 机	减 速 器	传 动 比	类 型		位 置	行 程 (m)		型 式	每 米 长 度 重 量 (kg)			
		传 动 鼓 轮 直 径 (mm)	功 率 (kW)													
1J1100K	100	1	630	1	MA36-42/4	1480	KЧН-100	40.0	闸瓦式制 动 器	带张力控 制 手 动	在机尾	2.0~	钢丝绳 落地式 或吊挂式	49.5 (吊挂式 为47.0)	橡胶帆布 或聚氯乙 烯型	500
1J1100	2×100	2	630	2	MA36-51/6	985	KЧН-100	21.6	阿瓦式制 动 器	带平衡机 构 自 动	在驱动 装置旁	21.0	钢丝绳 落地式	49.5	橡胶 布 型	1200
1J1Y100	200	1	830	2	MA36-42/4	1480	KЧН-100	40.0	阿瓦式制 动 器	手 动	在机尾	2.0~ 4.5	钢丝绳 落地式	49.5	橡胶钢丝 绳 芯 型	1200
1J1B100	100	1	630	1	MA36-51/6	985	KЧН-100	21.6	带液力减 速装置的 阿瓦式制 动 器	自 动	在驱动 装置旁	25.0	钢丝绳 落地式	49.5	橡胶帆布 型	1200
1J1T100	300 以下	2	800	3 以下	MA36-42/4	1480	KЧН-100	40.0	阿瓦式制 动 器	带平衡机 构 自 动	在驱动 装置旁	25.0	钢丝绳吊 挂式或 底板固定	49.5 (吊挂式 为47.0)	橡胶帆布 型	900
2J1Y100	500	1	800	2	MA36-71/6	985	РЧД1150 (Ч ₂ -630)	20.0	阿瓦式制 动 器	自 动	在 机 头 旁	15.0	钢丝绳 落地式	49.5	橡胶帆布 或橡胶钢 丝绳芯 型	1800 或 2500
2J1T100	500	2	800	2	MA36-71/6	985	РЧД1150 (Ч ₂ -630)	20.0	带液力减 速装置的 阿瓦式制 动 器	自 动	在驱动 装置旁	15.0	钢丝绳 吊 挂 式	47.0	橡胶 钢丝绳芯 型	2500
1J120	4×125	2	800	2	MA36-51/4	1485	ЧДН-710	20.0	TKF-500 型阿瓦式 制动器	手动控制 的电绞车 和测力计	在机尾	3.0	钢丝绳式	92.0	橡胶 钢丝绳芯 型	1800

国内部分矿山使用实例

表 1-3-106

序 号	项 目 名 称	河南平顶山煤矿	徐州大屯煤矿东上山
1	输送机长度 (m)	720	750
2	输送机倾角 (°)	-6	-7°30'
3	胶带宽度 (mm)	800	800
4	胶带强度 (N/cm)	6300	10000
5	带 速 (m/s)	2.0	1.8
6	输送物料名称	煤	煤
7	输送物料块度 (mm)	0~300	0~350
8	输送能力 (t/h)	500	450
9	驱动型式	单滚筒 单电机	单滚筒 单电机
10	电动机型号、功率 (kW)	JQO ₂ 91-4、55	125
11	减速器型号	PM750	YWZ-400/80
12	制动器型号 高速轴 低速轴	液压盘式	
13	驱动滚筒直径 (mm)	630	1000
14	设备总质量 (t)	53.5	48.4(不包胶带)
15	设备投资 (万元)	48.24	20.26(不包胶带)
16	设计、制造单位	北京起重所唐山冶矿厂	上海煤机所, 上起厂
17	投产日期	1970.8	1976.12
18	安装型式	吊挂式	吊挂式
19	设备单位投资 (元/m)	736	499(不包胶带)

3.3.3.3 机架钢绳计算

有关绳架式带式输送机的选择计算与普通型带式输送机 and 钢绳芯型带式输送机相同。

下面仅介绍绳架式带式输送机机身钢丝绳的选择计算。

1. 水平输送机机架钢丝绳的计算

水平输送机的机架钢绳按图1-3-55所示等效体系进行静力分析, 计算其破断拉力 S_k 选取钢绳直径。

$$S_k = mKK_t \left(H_k + \frac{\Delta S}{2} \right) \quad (1-3-145)$$

$$H_k = \frac{1}{2} \frac{(q + q_0 + q')^2 L_{st}^2}{8y} g \quad (1-3-146)$$

$$\Delta S = L_{st} n n' [(q + q_0 + q')\omega - (q + q_0 + q' + 2q_k)f] g \quad (1-3-147)$$

式中 S_k ——钢丝绳破断力, N;

m ——钢丝绳安全系数, $m = 4 \sim 5$;

K ——两钢绳水平移近时, 张力增大系数。三

节托辊组槽角 $\theta = 20^\circ$ 时 $K = 2$; $\theta = 30^\circ$ 时 $K = 1.5$ 。

K_t ——环境温度影响钢绳张力大小的温度系数, 当钢绳垂度为 $0.01L_{st}$ 时温度系数 K_t 按表1-3-107选取;

L_{st} ——钢绳支点跨距, m;

H_k ——钢绳张力, N;

ΔS ——总附加阻力, N;

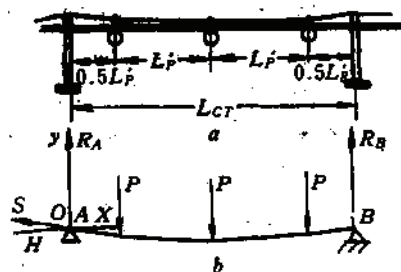


图 1-3-55 钢绳机架等效作用力计算图

a—钢绳机架等效简图, b—作用在钢绳上的力

q, q_0, q', q_k ——分别为物料、胶带、上托辊组和钢绳每米质量, kg/m;

y ——钢绳平均垂度, $y < 0.01 L_0$;

L_0 ——托辊组间距, m;

n ——两支腿间悬挂的托辊组数量, 组;

n' ——每段钢丝绳的跨度数,

f ——钢绳对支腿鞍座的摩擦系数。

温度系数 K_t

表 1-3-107

温度变化范围	-10°以上	-10°~-15°	-15°~-25°	-25°~-40°
K_t	1.0	1.2	1.6	1.8

根据 S_k 计算结果, 选取标准钢绳直径, 其破断力应大于 S_k 。

2. 倾斜带式输送机钢丝绳机架的计算

倾斜带式输送机钢丝绳机架的计算必须考虑输送带沿托辊组运动时产生的附加力, 以及由于托辊组自重引起的下滑力。

1) 机架钢绳总张力计算

钢丝绳机架总张力计算分下列几种情况:

(1) 胶带运动时的钢绳张力 (见图 1-3-56 和图 1-3-57);

$$S_k = S_0 + n P_0 \sin \beta \pm n F_{TP} \quad (1-3-148)$$

$$S_0 = \frac{(q + q_0 + q') L_0}{8y} g \quad (1-3-149)$$

$$P_0 = q' L_0 g \quad F_{TP} = (q + q_0) g L_0 \omega \cos \beta \quad (1-3-150)$$

式中 S_k ——胶带运动时的钢丝绳张力, N;

S_0 ——最小张力, N, 取决于支腿间的允许垂度;

P_0 ——悬挂托辊组的重力, N;

F_{TP} ——胶带运动时托辊组所受牵力, N;

其他符号同前, 向下运输取“+”反之取“-”。

(2) 当胶带静止时的钢绳张力按下式计算

$$S_k = S_0 + n P_0 \sin \beta \quad (1-3-151)$$

2) 机架钢绳的选择

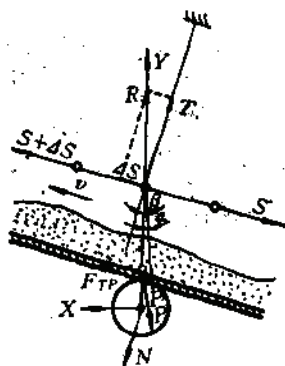


图 1-3-56 上输送机机架钢丝绳的受力情况

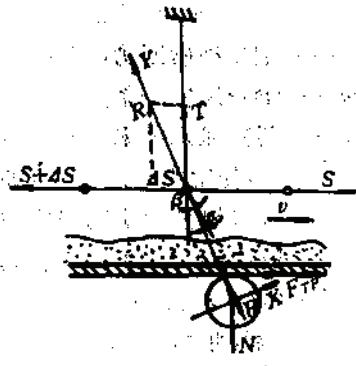


图 1-3-57 下输送机机架钢丝绳的受力情况

钢绳破断拉力 S_k 按下式计算

$$S_k = \frac{1}{2} m K K_1 S_n \quad (1-3-152)$$

式中 S_n ——钢绳张力, N, 取公式(1-3-148)、(1-3-151)两式计算结果中最大值。

3.4 排弃场的连续输送设施

3.4.1 概 述

随着采掘工业的发展,露天矿的开采规模日益增大,为了提高开采强度,七十年代以来,半连续开采工艺在硬岩露天矿逐渐得到了应用和推广。

一九七七年我国自行设计制造的连续开采工艺设备,在广东省茂名页岩露天矿进行了工业性试验,并取得了很好的效果。石人沟铁矿(图1-3-58)和小龙潭煤矿布沼坝矿区(图1-3-59)相继采用了半连续或连续排岩(土)工艺。水厂铁矿、司家营铁矿、大孤山铁矿、弓长岭铁矿、元宝山及霍林河煤矿可行性研究中也均采用了这一工艺。国内外金属露天矿半连续开采工艺主要技术特征见表1-3-108和表1-3-109。

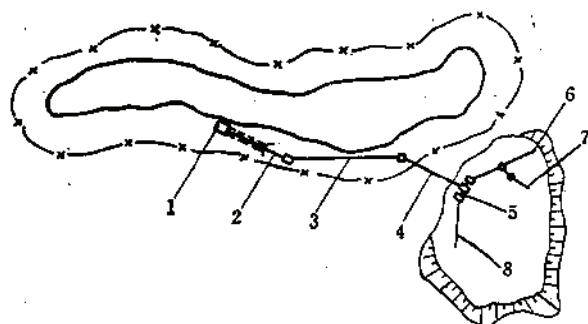


图 1-3-58 石人沟铁矿带式输送机排岩系统示意图
1—废石破碎站；2—固定式钢绳芯带式输送机（ $L=343\text{m}$, $\alpha=12^\circ$, $N=115 \times 3\text{kW}$ ）；3—固定式钢绳芯带式输送机（ $L=703\text{m}$, $\alpha=6^\circ \sim 2'11''$, $N=155 \times 3\text{kW}$ ）；4—固定式钢绳芯带式输送机（ $L=392\text{m}$, $\alpha=5^\circ 12'$, $N=115 \times 3\text{kW}$ ）；5— $B=1200\text{mm}$ 可逆式普通带式输送机（ $L=12\text{m}$, $N=30\text{kW}$ ）；6—秒置式钢绳芯带式输送机（ $L=400\text{m}$, $N=155+100\text{kW}$ ）；7—PS-1000型排土机；8—固定式钢绳芯分流带式输送机（ $L=300\text{m}$, $N=100+56\text{kW}$ ）

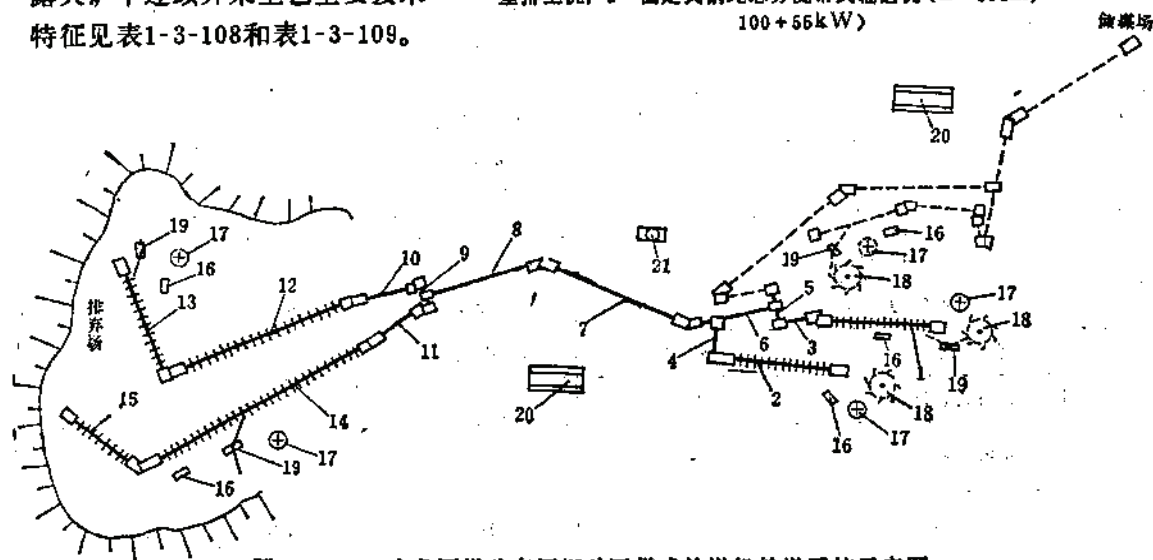


图 1-3-59 小龙潭煤矿布沼坝矿区带式输送机输送系统示意图

1、2、12、13、14、15—移置式带式输送机；3、4—半移置式带式输送机；5—分叉带式输送机；6、7、8、10、11—固定式带式输送机；9—可逆式带式输送机；16—移设机；17—电缆车；18—轮斗挖掘机；19—排土机、转载机；20—变电站；21—中央控制室

硬岩露天矿多采用半连续开采工艺。本节仅着重介绍排弃场段的连续输送设施, 其中主要包括分流站、移置式钢绳芯带式输送机、排土机及其附属设备。

国外金属露天矿半连续开采工艺主要技术特征

表 1-3-108

项 目			[美]西雅里 塔 铜 钼 矿	[美]双峰铜矿	[美]巴 格 达 德 铜 矿	[墨西哥]卡纳 尼 亚 铜 矿
规 模	设 计	(t/a)			1400万	日产3万t
	实 际		3400万	1240万 (1973年)	1100万	日产2.4万t
剥 采 总 量	设 计	(t/a)			3800万	日产19.7万t
	实 际		8000万	剥最高14615万 (1975年)	3300万	日产16万t
开 采 工 艺	矿 石		半 连 续	半 连 续	半 连 续	半 连 续
	剥 离		半 连 续	半 连 续	间断工艺	间断工艺
电 铲	型 号		PH2100BL	191M PH2100BL	PH2300	PH1800 280-B
	斗 容 (m ³)		11.5	11.5	15.2	6.1, 11.5
汽车载重量 (t)			100, 120(岩)	109, 154(岩)	154	109, 154
破 碎 机	型 号		1524×2260 旋 回	1372×2032颚式	1524×2260 旋 回	1675×2130 颚 式
	每台生产能力 (t/h)		3200, 4000(岩)	4500		1400
	安装位置		采场内, 地表(岩)	采场帮上	采场端部	溜井底部调室
带 式 输 送 机	总 长 度 (m)		5791, 2130(岩)	2750, 2150(岩) 2630(岩)	2226	1774
	段 数		5, 3(岩)	3, 3(岩), 3(岩)	2	3
	最大倾角度 (°)		16°, 13°(岩)	25%	14°	15°
	带 宽 (mm)		1520, 1830(岩)	1500	1372, 1500	1220
	带 速 (m/s)		4.15	3.65, 3.15(岩)	3.15	3.05
	每台生产能力 (t/h)		4800, 8000(岩)	6000	3700	4000
排 土 机	型 号		轨道式	履带式		
	排料臂长度(m)		60	65		
排堆形式			扇 形			
投产日期			1970年	1975年	1977年	1966年9月
备 注						溜井断面 6.1×6.1m ²

国内金属露天矿半连续开采工艺主要技术特征

表 1-3-109

项 目			石人沟铁矿	东鞍山铁矿	大孤山铁矿
规模	设计	(t/a)	150万	700万	600万
	实际				
新采总量	设计	(t/a)		1400万	2800万
	实际		600万		
开采工艺	矿石		间断工艺	间断工艺	半连续
	剥离		半连续	半连续	半连续
电 铲	型 号				WK-8, WK-4
	斗 容 (m ³)		4	4	8, 4
汽车载重量 (t)			20		60, 32
破 碎 机	型 号		1500×2100颚式	φ1.2旋回	φ1.2旋回 φ1.4旋回
	每台生产能力 (t/h)		800		
	安装位置		采场边坡上	地 表	采 场 内
带 式 输 送 机	总 长 度 (m)		1837	5500	4150
	段 数		4	4	5
	最大倾角 (°)		12°	15°30'	
	带 宽 (mm)		1000	1200	1400
	带 速 (m/s)		2.5	2.5	1.68
	每台生产能力(t/h)		900	1200	
排 土 机	型 号		PS-1000		
	排料臂长度 (m)		35		
排堆形式			扇 形	矩 形	扇 形
投产日期			86.5	可行性研究	可行性研究
备 注			固定胶带机为钢丝绳牵引式		

3.4.2 分 流 站

3.4.2.1 分流站的作用

分流站的作用有二:

(1) 矿岩分流, 即由固定式带式输送机交替输送来的不同种类的矿岩, 通过分流站将其分流, 予以分别存放。

(2) 排弃场输送设备的某一环节发生故障或进行检修时, 为了不影响生产, 通过分流站及分流带式输送机直接将岩石排入低洼处或山沟中, 调节运量, 保证排岩工作的正常进行。

3.4.2.2 分流设备

分流站一般采用带式输送机进行分流,也有用旋转漏斗(宁波北仑港储运码头)和翻板漏斗(上海宝山钢铁厂储运码头)进行分流的。这里只着重介绍带式输送机分流设备。带式输送机分流设备按其结构不同可分为可逆式带式输送机(配仓式带式输送机)、回转式转载机和移动卸料车三种基本形式。

1. 可逆式带式输送机分流设备

可逆式带式输送机分流设备又分为移动式 and 固定式两种。

1) 移动式可逆带式输送机分流设备

移动式可逆带式输送机分流设备,是利用自身的走行机构和胶带机驱动电机的正反转,来改变卸料点的位置,从而达到将物料分流的目的。

移动式可逆带式输送机的走行机构,一般采用电动机传动的轨道式走行机构。

移动式可逆带式输送机结构简单、灵活机动,可用于分散的多点卸料的分流站。

2) 固定式可逆带式输送机分流设备

固定式可逆带式输送机自身没有走行机构,它主要是依靠胶带机驱动电机的正反转来改变料流的方向,从而达到使物料分流的目的。

固定式可逆带式输送机只适用于两点卸料的分流站。图1-3-60为石人沟铁矿排弃场的固定式可逆带式输送机分流站。

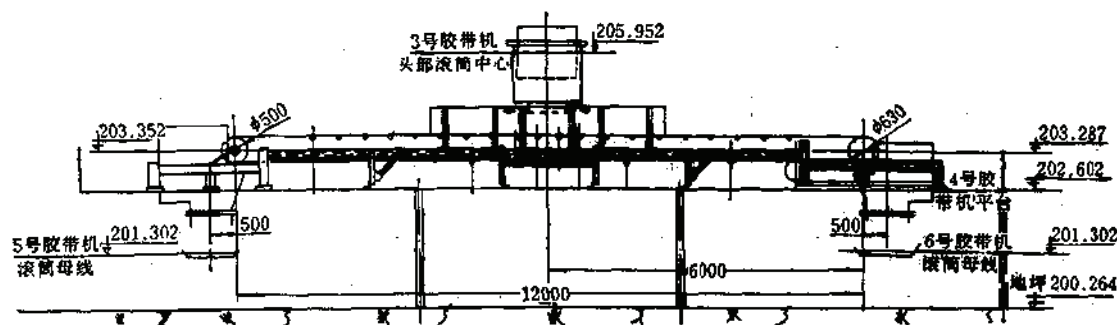


图 1-3-60 固定式可逆带式输送机分流站

2. 回转式分流转载机

回转式分流转载机是利用可回转的悬臂进行多点卸料分流的,按其结构可分为固定式和移动式两种。移动式回转分流转载机又可分为带走行机构的(履带式胶带转载车和不带走行机构的底座为滑撬式)两种。

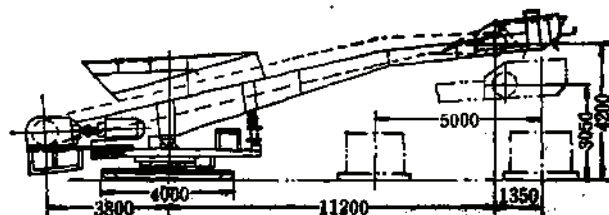


图 1-3-61 带滑撬底座的回转式分流转载机

罗马尼亚蒂斯玛纳露天煤矿所用的带滑撬底座的回转式分流转载机,其底座直径为4m,带宽 $B=1600$ mm,输送量为 $4400\text{m}^3/\text{h}$,带速为 4.2m/s ,电动机功率为 180kW ,设备质量为 19.8t 。结构形式见图1-3-61。

回转式分流转载机设备结构比较复杂,机身比较庞大,投资较多,一般应用于需经常

移设的分流站。

3. 移动卸料车式分流设备

移动卸料车式分流设备,是在带式输送机的中部设一卸料车,卸料车依靠自身的走行机构在轨道上或利用自身的履带走行机构沿带式输送机往返行走,从而改变卸料点达到分流的目的。

移动卸料车式分流站可以沿带式输送机进行多点卸料,既可进行垂直来料方向的分流,也可配合横向可逆式带式输送机进行平行来料方向的分流,比较方便灵活。其结构形式见图 1-3-62。

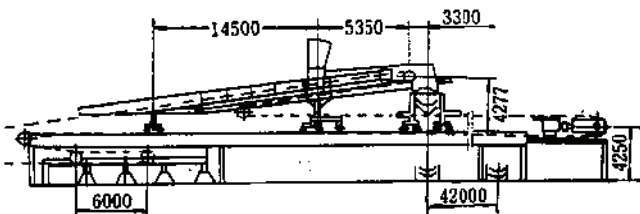


图 1-3-62 移动卸料车式分流带式输送机

3.4.3 移置式钢丝绳芯带式输送机

移置式带式输送机是连续或半连续开采工艺的重要组成部分。移置式带式输送机主要用于装卸点不时变动的场所,如在露天采场配合轮斗挖掘机、移动式破碎机、或在排弃场配合排土机实现连续机械化运输。当轮斗挖掘机或排土机随着工作面的推进而不断移动时,移置式带式输送机不须拆卸构件、胶带和电器部分,就可整机进行纵向、横向或扇形移动。

排弃场带式输送机按其结构可分为单机接长延伸式、移动式和移置式。移动式带式输送机又分为支架落地式(图1-3-63)和中间支架悬吊式。

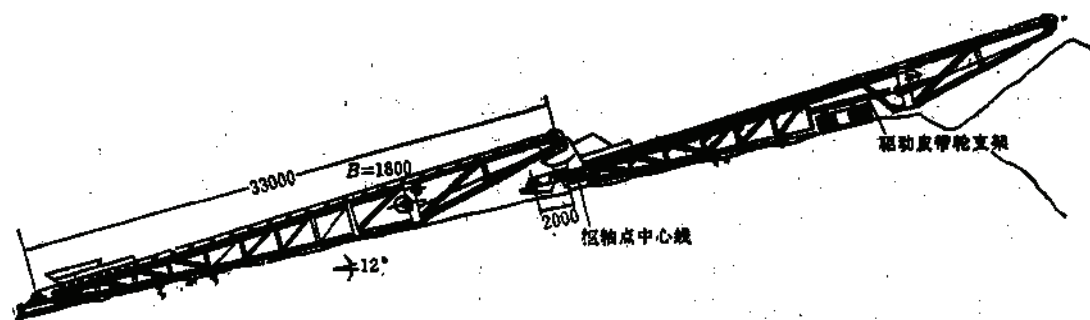


图 1-3-63 支架落地式移动带式输送机

移置式带式输送机按其使用地点不同又可分为采场(排弃场)工作面移置式带式输送机、端帮移置式带式输送机。

水厂铁矿的排岩方案中,就使用支架落地式移动带式输送机修筑安设移置式钢丝绳芯带式输送机滑道(图1-3-64)。该方案是使用一系列胶带宽度为1800mm、长度为33m、预制桁架支承的、配套安装于滑动底板上的带式输送机。每条带式输送机配以300kW的驱动装置,驱动台架设在一侧,控制板设在另一侧。控制板包括3.3kW的起动装置、控制装置及移动式动力电缆的接线盒。支架落地式移动胶带机需加设履带式或轮胎式走行装置,也可用一台D-9(CAT-PILLER)拖拉机来实现其横向移动。

单机接长延伸式和移动式带式输送机，多用于修筑排弃场。移置式带式输送机的滑道（路堤），而在滑道修筑好之后，多采用横向移动的移置式钢绳芯带式输送机配合排土机进行正常的排弃作业。

移置式钢绳芯带式输送机的选型计算与固定式钢绳芯带式输送机选型计算相同，参看

本章3.1钢绳芯带式输送机的有关部分。移置式带式输送机是排岩系统中的一个环节，其生产能力要和破碎机、固定式胶带机、排土机的生产能力相匹配，参见本节排土机生产能力的确定。

3.4.3.1 移置式钢绳芯带式输送机的结构特点及其移设

1. 结构特点

移置式带式输送机用于露天矿采场工作面或排弃场，需经常移设，机

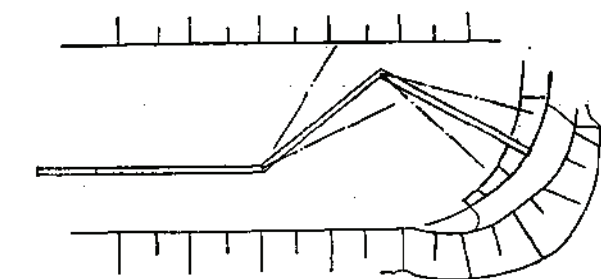


图 1-3-64 支架落地式移动带式输送机排岩工艺图

架无基础，直接座落在凸凹不平较松软的岩石上，故带式输送机的结构要适应露天恶劣的工作条件，机架对地面比压较小，且能满足不断移置的要求。

移置式钢绳芯带式输送机的结构与固定式钢绳芯带式输送机基本相同，但为了适应凸凹不平的场地和满足移设的要求，又具有一些独特的结构特点。

（1）机头架能够作平行或扇形移动，移动时的动力可以靠自己的走行机构，也可用推土机、拖拉机或其他设备拖动。机头架没有固定的基础，工作时靠自身带有的固定机构固定，或用锚杆固定。

（2）中间架应是分段式的，每节机架分别固定在钢枕上，在胶带机的两侧用两条或一条钢轨将钢枕连接起来，这样既减小了对地压力，又增加了胶带机在凸凹不平地面上的稳定性。胶带机工作时，钢轨是作为装料车或卸料车的行走轨道，移置时则依靠移设机的夹轨器将一侧的轨头夹住并提起向一侧拖动，使胶带机移动。移置时每节机架都能围绕接点（定位螺栓）在钢枕上转动一定的角度，以防机架变形。

（3）专用于装料车与轮斗挖掘机配套，将挖掘的物料转送到带式输送机上，或用于卸料车与排土机配套，将带式输送机上的物料卸到排土机上，再由排土机排弃。

（4）配有适合露天作业的防潮电机和电器设备。

移置式钢绳芯带式输送机主要由机头、机尾、驱动站、卸料车、中间机架等组成。图1-3-65是石人沟铁矿移置式钢绳芯带式输送机的示意图。

2. 移置式钢绳芯带式输送机的组成

1) 机头

根据胶带机驱动装置设置部位的不同，可分为不设胶带机驱动装置的普通机头架和设有胶带机驱动装置的机头架。普通机头架在下面设有滑撬式钢枕以便于移动。带驱动装置的机头架结构见驱动站。

2) 驱动站

驱动站是移置式钢绳芯带式输送机的主要组成部分，它包括带式输送机的主传动装

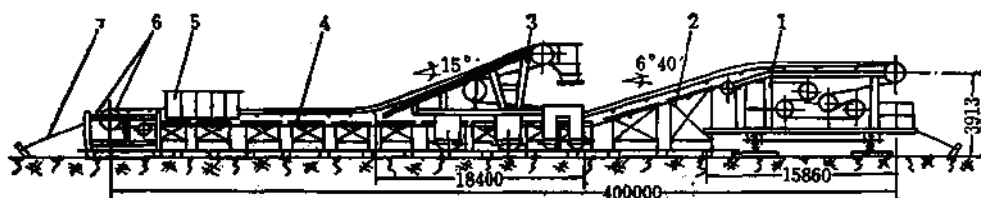


图 1-3-65 石人沟铁矿移置式带式输送机示意图

1—机头驱动站(双滚筒双电机驱动,功率为 $155+100\text{kW}$); 2—过渡支架; 3—移动式卸料车(走行电机四台,功率为 $2.2\times 4\text{kW}$,夹轨器电机二台,功率为 $1.1\times 2\text{kW}$); 4—中间支架; 5—受料槽; 6—尾架; 7—手动拉紧装置

置、电控设备、操作室和驱动站的走行机构等。

排弃场的排岩推进方式有矩形和扇形之分。采用矩形排岩时,移置式胶带机的驱动装置设在机头或机尾均可。设在机头时称为机头驱动站,设在机尾时称为机尾驱动站。采用扇形排岩时,其主传动装置一般设在带式输送机的头部,如设在胶带机的尾部时,移设较简便,驱动站稳定性较好,但需增设一套结构既庞大又复杂的回转机构,以满足胶带机移设的需要。

驱动站的结构既要适应场地不稳定不平整的特点,又要移动方便。根据移设机构的不同,驱动站可分为自身不带走行机构的和自身带走行机构的两种。

(1) 自身不带走行机构的驱动站

这种驱动站又分滑撬式、驮运式、回转式三种:

带式输送机的机头架(或机尾架)及主传动装置均设在底盘上,在底盘的下面装有滑撬式的钢枕,移设时由推土机或拖拉机将其拖运走。这种形式的驱动站称为滑撬式驱动站,其结构简单,质量小,主要用于胶带宽度比较小,机头设备质量比较小的情况。

驮运式驱动站自身不带走行机构,移设时靠履带车将其驮起运送到指定地点。它适用于胶带宽为 2200mm 以上的大型胶带机。如几条移置式胶带机可以共用一台履带车,以提高设备利用率。

回转驱动站一般设在胶带机的尾部,适于移置式带式输送机在排弃场作扇形移动时使用。美国SIERRITA铜钼矿和TWIN BUTTE铜矿排弃场的移置式带式输送机均采用这种回转式驱动站。水厂铁矿排岩方案的设计中,也采用了该种形式的驱动站(图1-3-66,图1-3-67)。

TWIN BUTTE铜矿移置式带式输送机回转式驱动站的回转平台尺寸为 $30\times 30\text{m}^2$,质量约为 100t 。回转时用绞车牵引回转平台转动。

(2) 自身带走行机构的驱动站

这种驱动站按走行机构的类型分为液压迈步式、履带式和轨道式三种:

液压迈步式驱动站是利用液压缸的升降和推移迈步机构来实现带式输送机机头(或机尾)的移动。该驱动站适用于带宽为 $1600\sim 2200\text{mm}$,质量为 $60\sim 300\text{t}$ 的机头(或机尾)。这种驱动站虽机动灵活,适于向任何方向移设,但结构复杂,要求精度高,制造困难。

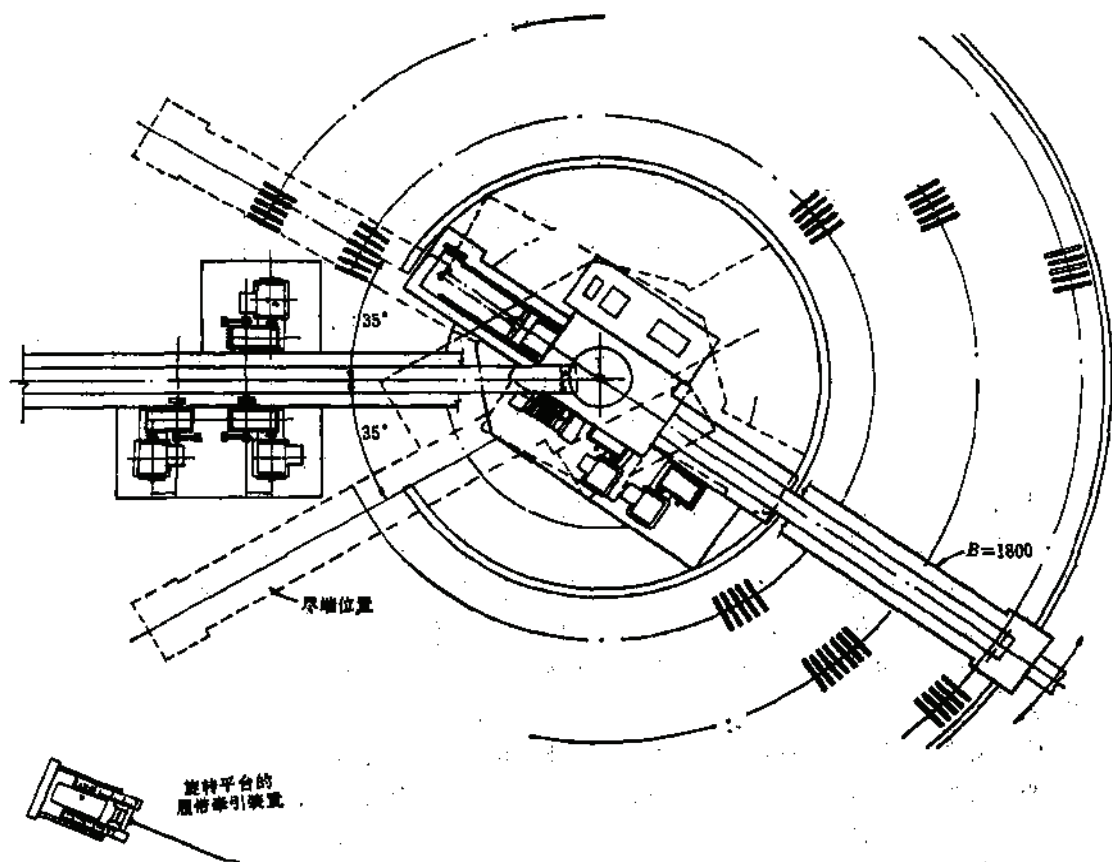


图 1-3-66 回转驱动站平面图

为了减少对地压力，适应工作场地凸凹不平及不稳定性，在胶带机机头（或机尾）平台的下面设履带走行机构移动机头驱动站。这种驱动站在设计中采用的比较多，如东鞍山、大孤山、弓长岭等铁矿初步设计或可行性研究中均采用这种机头驱动站。该驱动站适用于大中型的移置式带式输送机，走行机构坚固耐用，移动方便灵活，但设备质量大。

轨道式驱动站是利用电动机驱动走行轮在轨道上移动，或用其他设备牵引来实现机头（或机尾）的移动。这种驱动站的质量一般在100t以下，因此具有结构简单质量轻的优点。但由于移动方向固定，灵活性较差，工作时机头需进行锚固。上海起重运输机械厂制造的我国第一台移置式钢绳芯带式输送机的机头驱动装置就是这种形式（图1-3-68，a）。这台设备现安装在河北省石人沟铁矿，使用效果尚好。

3) 中间架

中间支架分为带钢轨（单轨或双轨）和不带钢轨两种，其结构大致相同。带钢轨的中间架主要用于采场和排弃场工作面，其钢轨是为了卸料车的走行需要和胶带机移设的需要而设置的；而不带钢轨的中间架则用于不需移设的端帮移置式胶带机。

中间架每节6m左右，下面固结在滑撬式的空心钢枕上，钢枕的两端用钢轨串联起来，组成一个整体。这种组合式支架既增加了胶带机的刚性，又能避免因场地地面局部沉降或凸凹不平而使胶带机出现歪斜，造成胶带跑偏的现象。为了支撑钢轨和机架，增加其

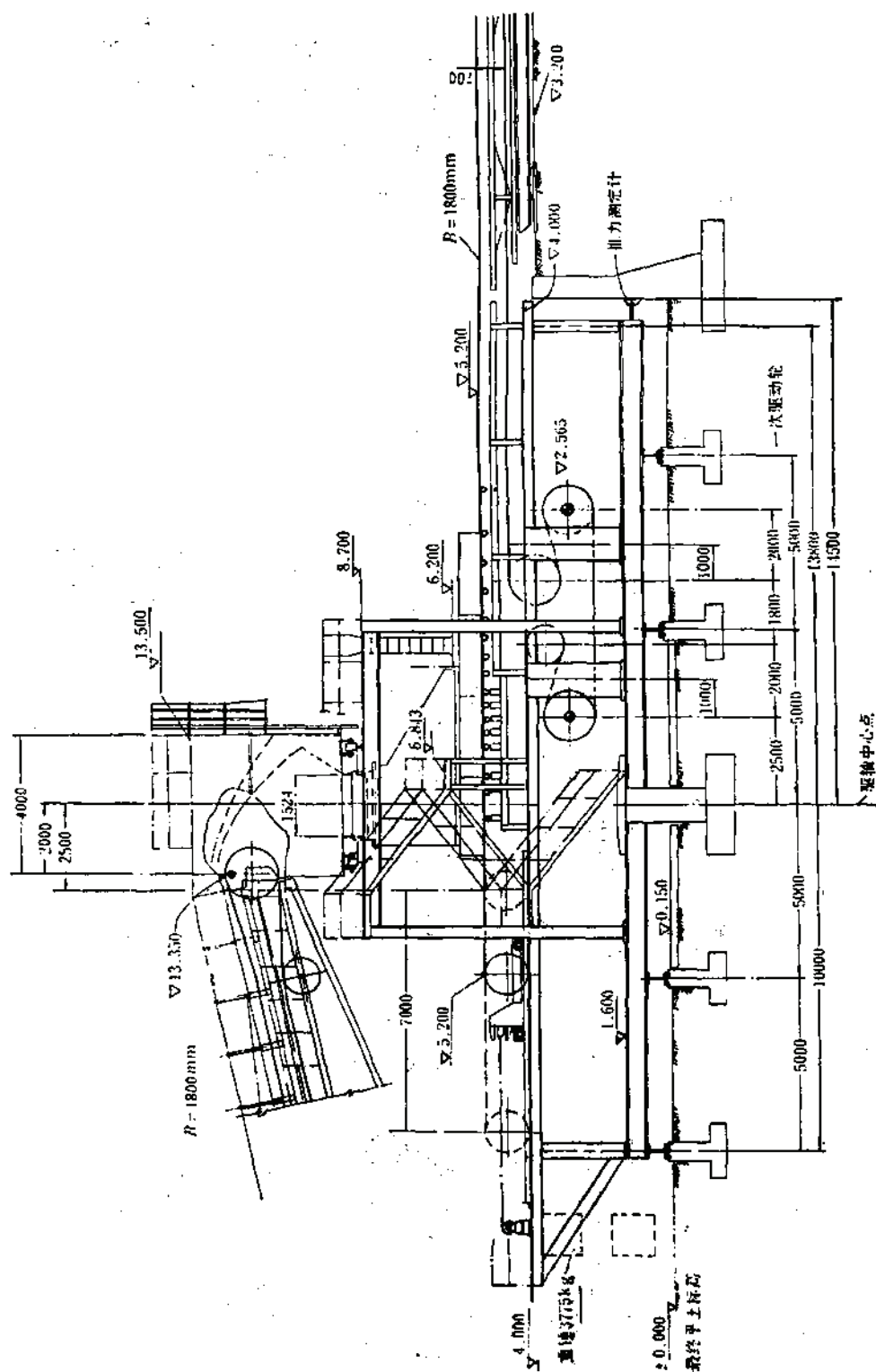


图 1-3-67 回转驱动站立面图

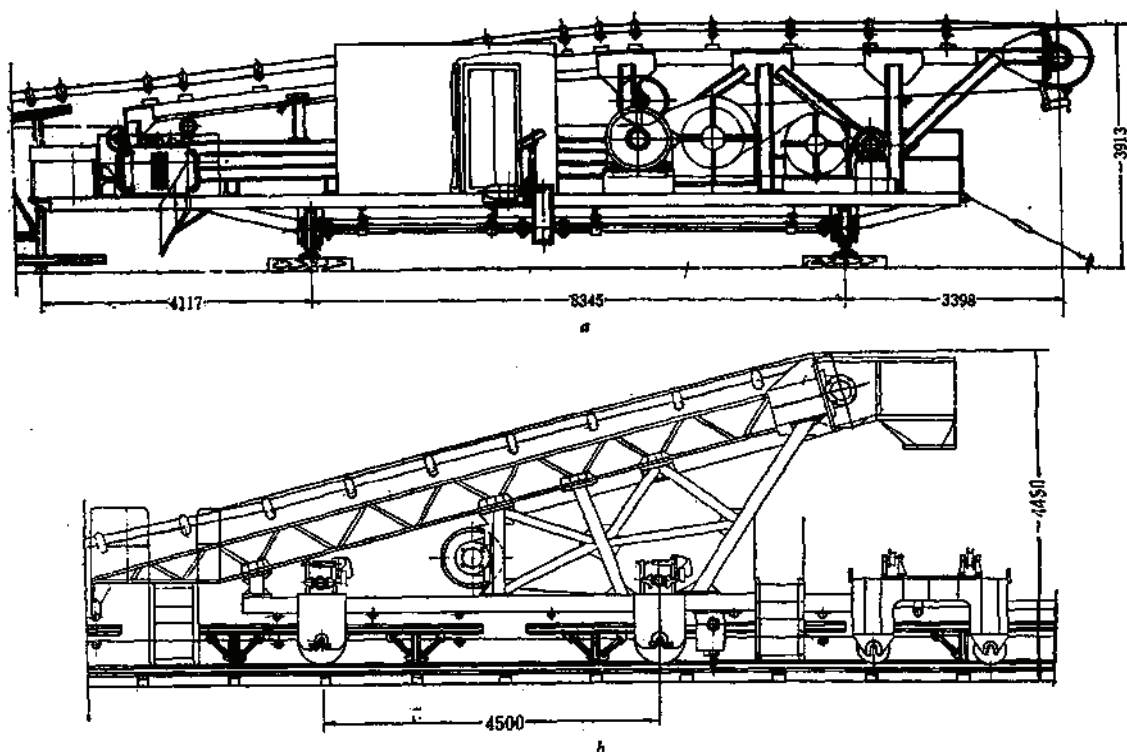


图 1-3-68 石人沟铁矿移置式钢绳芯带式输送机之头部驱动站及卸料车

a—头部驱动站；b—卸料车

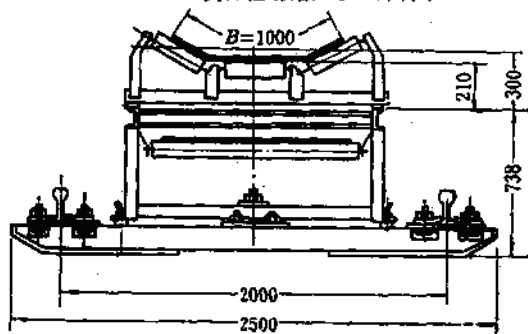


图 1-3-69 石人沟铁矿移置式带式输送机中间架

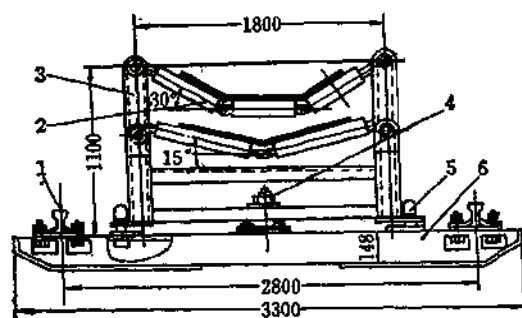


图 1-3-70 东鞍山铁矿移置式带式输送机中间架

1—钢轨；2—悬挂托辊；3—分段式机架；4—定位螺栓；5—螺栓；6—滑撬式钢枕

稳定性,减小对地比压,在两条钢枕之间再加添一条木枕。图1-3-69是石人沟铁矿移置式带式输送机的中间架,图1-3-70是东鞍山铁矿移置式带式输送机的中间架。

4) 机尾

机尾一般可分为设驱动装置、不设驱动装置和设有拉紧装置的三种。机尾如设驱动装置,其结构参见驱动站部分。如不设驱动装置,则不再设置走行机构,尾架下面直接固定在滑撬式钢枕上,其联结方式和移设方式与中间机架相同。机尾设有拉紧装置时,其结构与固定式钢绳芯带式输送机相同。

滑撬式或轨道式移置式带式输送机的机头与机尾,输送机工作时,需靠手动绞车调整张紧固定,手动绞车则靠埋在岩石中的锚固桩固定。

5) 移动式卸料车

移动式卸料车是移置式带式输送机往排土机受料胶带卸料的转载设施,按其走行机构的不同可分为轨道式卸料车(图1-3-68, b, 图1-3-71)和履带式卸料车(图1-3-72)。卸料车要沿移置式带式输送机往返移动,其本身设有走行机构,带式输送机运送物料时,它是固定不动的。在卸料漏斗的下方要设置可以转动的支架,用以支撑排土机受料胶带的尾部。

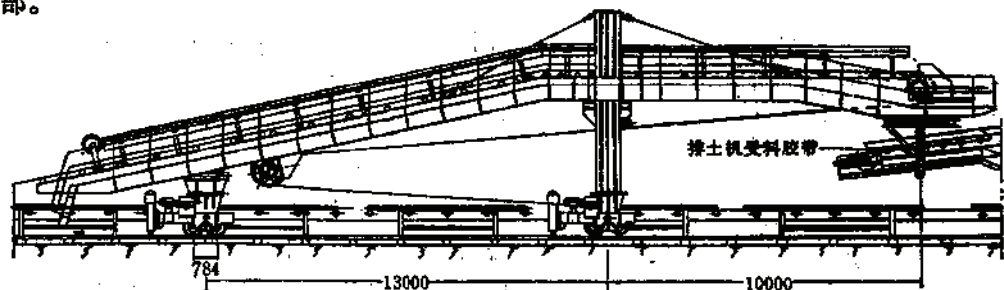


图 1-3-71 东鞍山铁矿轨道式卸料车

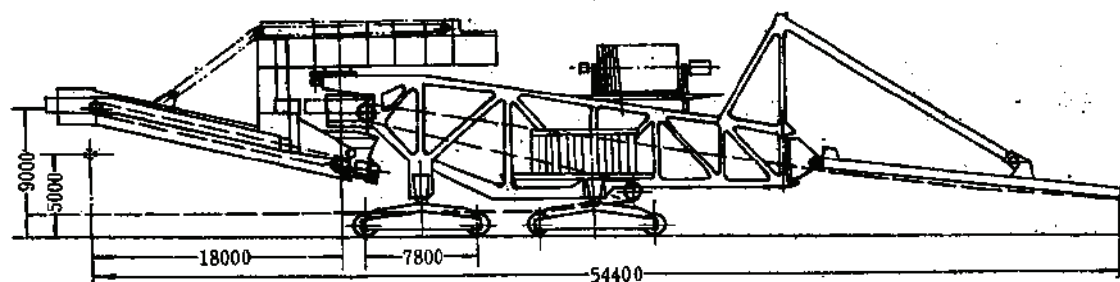


图 1-3-72 有可回转转载输送机的履带式卸料车

3.4.3.2 移置式带式输送机的移设

1. 移设方式

移置式带式输送机的移设方式分延伸式和横向移置式两种。

1) 延伸式移设

延伸式多使用可伸缩带式输送机,一般用在排弃开始阶段,用来修筑安置胶带机的路堤。当修筑完一段路堤之后,移置式胶带机开始延伸,延伸的长度根据一次铺设路堤的长

度或胶带机贮存的胶带长度而定。而一次铺设路堤的长度,一般是根据排土机排料臂的长度来确定,并为中间架节距的整倍数。利用推土机修筑路堤时,应根据其经济运距来确定路堤的修筑长度。

延伸胶带机时,首先放松胶带的张紧装置,然后根据胶带贮存方式的不同,将胶带机贮存段胶带放开(或拆除胶带贮存段的中间架),向前移动胶带机头部机架、过渡支架(或尾部机架),这时过渡支架与原中间架之间拉长一段距离,在该段距离之内安装好中间支架,调试好后,即可开始下一个循环的排岩工作。

2) 横向移设

当移置式带式输送机延伸到设计长度,排土机完成一个循环的排岩作业后,带式输送机就可开始横向移动。移设前要平整好安置胶带机的路堤,清理被废石埋住的轨道和钢枕,并使其松动。

移设时,首先要放松胶带的拉紧装置,松动支架脚部与钢枕之间的固定螺栓,松开机头架与过渡架之间的联结,然后启动有自行机构的机头驱动站作横向移动。机头移动的距离要和移设机的步距相一致。与此同时,移设机的夹轨器将胶带机中间机架一侧的钢轨夹

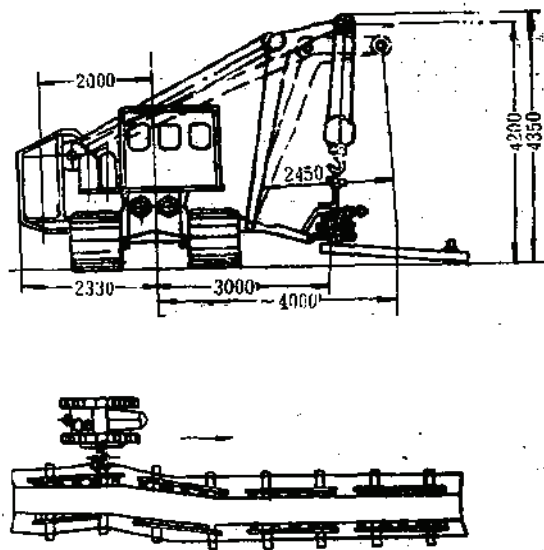


图 1-3-73 移设机及移设工艺示意图

住(图1-3-73),并提起200mm,通过移设机与夹轨器的侧向拉杆将胶带机向侧向横拉0.5~1m;松开夹轨器,然后移设机沿胶带机方向向后行驶10~20m之后,再进行下一个循环的移设工作。通过多次往返循环移设,将移置式胶带机移设到新的工作位置。进行水平与垂直调整,固定好机头、机尾和拉紧绞车,固定好机架,最后张紧胶带,经空载试车后,即可进行正常排弃工作。

移设时要注意机头架、机尾架和中间架移设的步距要一致,要协调进行,按顺序依次移设。

2. 移设机的移置效率

影响移设机移置效率的因素很多,如带式输送机规格的大小,工作场地条件和气候条件的好坏,尤其是移设机的规格和移设步

距的大小更是影响移置效率的主要因素;移置方法不同,其移置效率也不一样,其次生产组织管理和移设人员的操作熟练程度均直接影响移设效率。

移设机的效率国外一般采用每台班8000m³,如罗马尼亚某矿排弃带宽40m,排弃工作线长2000m时,每次移设时间为6天。美国SIERRITA铜钼矿移置式带式输送机机长1000m,用2台220kW、D-8型推土机,10人移设,移设时间为24小时。

据波兰资料介绍,对于不同带宽的移置式带式输送机和不同的地面条件,移设机的效率也不相同,其值见表1-3-110。

一个矿山应配备2~3台移设机,尽量用两台以上的移设机同时移设一条胶带机,这样效率高,移设的质量好,缩短移设时间和移设后的校正时间。

3.4.4 排土机

排土机是露天矿剥离物排弃连续化作业的重要设备。按其结构形式分为延伸式排土机、回转式排土机和悬臂式排土机，后者应用比较广泛。本部分仅将其情况介绍如下。

悬臂式排土机工作效率高，生产能力大。随着露天矿生产规模的不断扩大，国外已经制造了日产24万 m^3 （实方）的大型排土机。世界上制造排土机的主要国家有联邦德国、民主德国和苏联，美国也有少量生产。我国抚顺挖掘机厂试制的第一台PS-1000型悬臂式排土机，已于1978年3月在广东茂名石油公司露天矿进行试验，现用于河北石人沟铁矿。其外形结构见图1-3-74。技术性能见表1-3-111。

移设机的效率(m^2/h) 表 1-3-110

地面条件	带 宽 (mm)		
	1400	1600	1800
良 好	1400	1200	1100
一 般	1200	1000	900
不 好	1000	800	700

在水厂铁矿的排土方案设计中采用了联邦德国生产制造的ARS $\frac{2200}{58+90}$ 型排土机。其外形结构见图1-3-75。

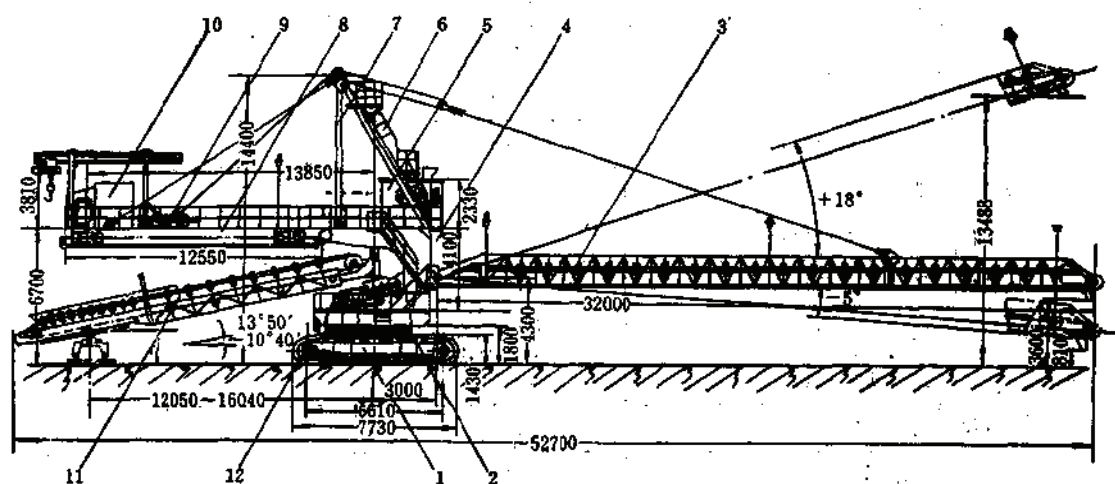
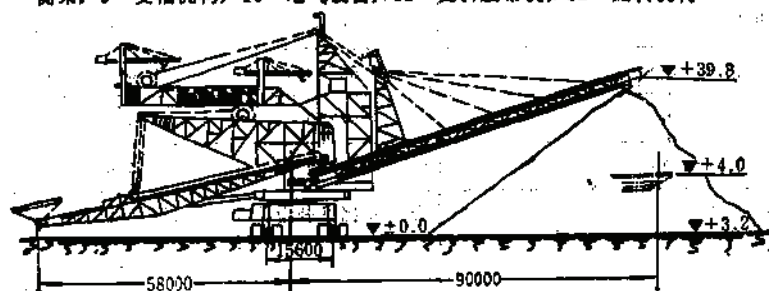


图 1-3-74 PS-1000型排土机

1—履带走行机构；2—回转滚盘；3—排料胶带机；4—回转平台；5—司机室；6—梯子；7—双足支架；8—平衡架；9—变幅机构；10—电气设备；11—受料胶带机；12—回转机构

图 1-3-75 ARS $\frac{2200}{58+90}$ 型排土机

排土机技术性能表

表 1-3-111

序 号	项 目		排 土 机 型 号		
			PS-1000	PS-2000	ARS $\frac{2200}{58+90}$ · 39
1	生产 能力	排料臂倾角 18°(t/h)	1000	2000	8300(m³/h)
		排料臂倾角 6°~8°(t/h)	1500	2400	
2	作业	受料半径 (m)	12~16	18	50
		排料半径 (m)	35	40	90
	范围	最大排料高度 (m)	13	10	39
3	回转 角度	平台上部 (°)	360	360	
		受、排料臂相对回转角度 (°)	100	105	
4	行走速度 (m/h)		330	300	
5	行走坡度 (°)		5°		
6	工作坡度		1:33		
7	整机对地面平均压力 (kPa)		78.5		
8	出 料 胶带机	带 宽 (mm)	1000	1200	2200
		带 速 (m/s)	3.15	4	5.2
9	受 料 胶带机	带 宽 (mm)	1000	1200	2200
		带 速 (m/s)	2.7	4	5.2
10	自 然 条 件	气 温 (°C)	-30~+40°C		
		工作风力 (级)	7~8		
		湿 度	85%		
11	设备质量 (t)		约150	220	2280
12	总 功 率 (kW)		266	320	2983
13	物料性质		矿岩、土砂、页岩、煤等, 块度不大于400mm		
14	供电电压 (V)		6000	6000	
15	外 形 尺 寸	长 (mm)	52700	64000	
		宽 (mm)	7350	9560	
		高 (mm)	14400	15300	
16	生产厂家		抚顺挖掘机制造厂	大连重机厂	联邦德国克鲁伯公司
17	价 格 (万元)		110 (1976年)	175	10~13.5百万美元 (1979年报价)

3.4.4.1 悬臂式排土机的使用条件

悬臂式排土机的使用条件, 应根据其规格性能来确定, 选用时一般应考虑下列因素。

(1) 气象条件, 排土机一般可在气温 $-25^{\circ}\text{C} \sim +35^{\circ}\text{C}$, 风速 20m/s 条件下正常作业。

(2) 排土机走行时的坡度以不超过 $1:20$ (即 5%) 为宜, 个别设备也有适用于 $1:10 \sim 1:14$ 的。

排土机的工作坡度为 $1:20 \sim 1:33$ 。

(3) 排土机对地压力应小于工作场地的地耐力。

3.4.4.2 排土机生产能力的确定

排土机理论生产能力的计算, 一般与带式输送机计算方法相同。排土机在实际工作中, 因受各种因素影响, 其实际生产能力大大低于理论生产能力。排土机的实际生产能力一般用下式确定。

$$Q_s = \frac{\alpha Q_L}{K} \quad (1-3-153)$$

式中 Q_s ——排土机的实际生产能力, m^3/h (实方);

Q_L ——排土机的理论生产能力, m^3/h (实方);

α ——排土机的理论生产能力有效利用系数, 一般为 $0.5 \sim 0.8$;

K ——岩石松散系数。

α 值是考虑排土机工作过程中短距离行走及内外部故障的影响。据国外资料介绍, 设计时一般取 $0.7 \sim 0.8$, 但实际生产中只有 $0.5 \sim 0.7$, 选用时可参照设备性能及生产条件选取。

排土机的年生产能力取决于排土机的小时生产能力和时间利用系数。根据国外资料介绍, 排土系统的时间利用系数为 $0.55 \sim 0.62$, 因而排土机的年生产能力可根据下式计算。

$$A = Q_s T \quad (1-3-154)$$

式中 A ——排土机年生产能力, m^3 ;

T ——年纯工作小时数, 一般取 $4000 \sim 5000\text{h}$ 。

排土机的实际生产能力尚应按轮斗挖掘机或破碎机的生产能力综合考虑确定。采、运、排设备之间生产能力的关系, 应是排土机的生产能力大于带式输送机的生产能力, 带式输送机的生产能力大于轮斗挖掘机或破碎机的生产能力。排土机的设计生产能力一般是轮斗挖掘机或破碎机设计生产能力的 $1.2 \sim 1.6$ 倍。

3.4.4.3 排土机的选用

排土机的规格和型式是根据排弃场的阶段高度、岩石物理性质、排弃方式、排岩规模来确定。排弃场的段高、排弃带宽度是确定排土机受料臂和排料臂长度的重要因素。排土机排料臂长度关系到排土机的质量和投资大小, 因此选择经济合理的排土机, 必须是在排弃工艺参数确定之后选取。排弃工艺参数包括: 物料的性质、粒度、自然安息角、小时排弃量、排弃场的段高、地耐力以及边坡的稳定性等。

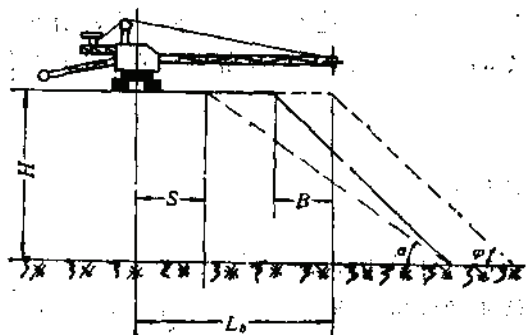
排土机最小排料臂长度的确定,

排土机排料臂的长度主要是由排弃物料的性质和排弃场的阶段高度来决定的 (图1-3-76)。

排土机最小排料臂长度,

$$L_0 = B + H(K-1)\operatorname{ctg}\varphi + S \quad (1-3-155)$$

式中 L_0 ——排土机最小排料臂长度, m;



B ——排土带宽度, m;

H ——排弃场首次排岩阶段高度(不得大于按稳定条件的计算值), m;

φ ——排弃场的边坡角, 一般取 $\varphi < 36^\circ$;

K ——安全系数, 取 $K = 1.2 \sim 1.4$;

S ——安全距离, $S \geq$ 排土机中心至排料臂回转中心距离 + 5, m。

排土机最小排料臂计算出之后, 就可根据

图 1-3-76 排土机最小排料臂长计算图

具体情况选择排土机的型号。

3.4.5 附属设备

3.4.5.1 移置式带式输送机的移置设备

1. 机头架、机尾架及驱动站的移置设备

除了自身带有走行机构的驱动站外, 其余机头架、机尾架及驱动站的移置设备常用的有推土机、履带运输车等。常用的推土机功率一般为 $132.3 \text{ kW} \sim 235.2 \text{ kW}$ 。推土机的技术规格参见采矿卷附录。履带车的技术规格见表 1-8-30。

2. 中间机架的移置设备

中间机架的移置设备常用的有移设机和推土机两种。

移设机是移设带式输送机的专用设备, 一般由推土机或吊管机改装而成。移设机的走行机构可根据排弃物料的性质选用轮胎式或履带式。排弃的岩石比较坚硬时, 一般选用履带式的移设机。轨道夹紧装置(移设头)由侧臂吊、横支撑和卡轨器(或叫抓轨器)组成。移设机的技术性能见表 1-3-112, 表 1-3-113。

移设机技术性能表

表 1-3-112

指 标	东鞍山 铁矿	石人沟 铁矿	小龙潭 煤矿	指 标	东鞍山 铁矿	石人沟 铁矿	小龙潭 煤矿
主机型号	Q2G-60型 吊管机	Q2G-15型 吊管机	NTA- 855C	后退速度(kM/h)	3.24~ 8.9	3.72~ 5.62	7.8
飞轮功率(kW)	195			臂 长(m)	6.8	7.61	8
功 率(kW)	176		235	爬坡能力(°)	30		
转 速(r/min)	1800		2000	移设步距(m)	0.5~2.0		0.8
提升能力(kN)	588	147	68.8	对地压力(MPa)	0.085~ 0.103	0.07~ 0.116	0.09~ 0.11
幅度范围(m)	1.2~6.0	2~5		平衡质量(t)	11.4	5.46	
提升高度(m)	5.5	5	≤0.2	设备总质量(t)	44.7	23	40.9
提升速度(m/min)	3.4~9.6	8		适用于胶带宽度 (mm)	1200	1000	1000
下降速度(m/min)	5~14	8		制 造 厂			上海彭浦 机器厂
前进速度(kM/h)	3.13~ 13.52	2.64~5.4	3.6~11.5				

国外部分移设机技术性能表

表 1-3-113

移 设 机 型 号		T-100 (苏联)	« JIE TYPHO » (联邦德国)	M204 (民主德国)
功 率	(kW)	132	136	184
提升能力	(kN)	100	127~45	100
工作速度	(km/h)	7	5.7~13	5~15
移设步距	(m)	0.4~0.5	0.4~0.5	0.4~0.5
对地比压	(kPa)	100	150~200	150~250
外形尺寸 (m)	长	5.3	6.7	7.5
	宽	3.4	6.96	8
	高	4.6	3.62	—
设 备 质 量 (t)		25.5	17.8	20

移 设 机 的 负 荷

表 1-3-114

胶带宽度(mm)	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000
横 向 力(N)	51012	58860	66708	75537	83385	92214	100062
纵 向 力(N)	30411	35316	40221	46107	50031	55917	59841
合 力(N)	59841	68670	77499	88290	97119	109872	115758
需拖拉机质量(t)	16.8	19.2	21.8	24.8	27.5	30.3	32.6

不同步距时移设机的实际负荷

表 1-3-115

移设步距(m)	0.5	0.75	1.0	1.2
横 向 力(N)	51012	66708	81423	94386
纵 向 力(N)	26487	32373	32373	31392

移设机的提升能力与带式输送机的规格、移设步距有密切关系。这里介绍一些国外的资料供设计时参考。

民主德国某露天矿，移设步距为1.5m，根据带式输送机规格的不同，其移设机的实际负荷见表1-3-114。

带式输送机的规格相同（带宽1600mm），而移设步距不同，其移设机的实际负荷也不相同，其值见表1-3-115。

目前国外也有用3~4台推土机或拖拉机同时移设一条带式输送机的实例，这种移设方式可以充分利用排弃场的现有设备。对于带宽1400~1800mm的胶带机，可用功率为132~184kW的推土机，带宽2000mm以上的胶带机，可以用功率为220kW以上的推土机。

推土机亦用于平整场地，以便于胶带机的移设和排土机的移动。根据排土机的生产能力可酌情配备2~3台推土机。

3.4.5.2 胶带硫化器

带式输送机移设变动频繁,因而一般需备有专用胶带接头的胶带硫化器,其技术规格见表1-3-40。

国外在排弃场内有采用胶带硫化车的,如波兰的IIHP型液压移动式硫化车,便于移动,使用方便。

3.4.5.3 电缆车

电缆车是向排土机供电的设施,它随排土机而移动。国外电缆车的技术规格列于表1-3-116。

电 缆 车 技 术 性 能 表

表 1-3-116

项 目		电 缆 车 型 号				
		ЭРШР-5000 (苏 联)	РЛТ-6 (民主德国)	ЛМГ (联邦德国)	«Бьюсайрус-ИРИ» (美 国)	
主 电 缆 滚 筒	直 径(mm)	4500	4000	2700	2200	3500
	长 度(mm)	7000	5520	6600	3870	7500
	电缆容量(m)	1200	1700	1100	1100	609.6
	缠绕层数	2	3	2	3	1
	电缆直径(mm)	98	61.5	96	79	119.4
工 作 电 缆 滚 筒	直 径(mm)	4500	—	2700	2200	3500
	长 度(mm)	2300	—	1430	1440	1800
	电缆容量(m)	150	—	150	150	152.5
驱动功率(kW)		107	76	80	44	74
行驶速度(m/min)		12	5.3~6.8	4~13	4~13	18
设备质量(t)		117	49	80	48	109.2

注:本表中电缆型号引自俄文版,详见参考文献[21]。

第四章 地下汽车运输

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 陈明耀

4.1 概 述

地下采矿应用无轨运输始于六十年代初,首先在美国及瑞典等国的地下采场中,采用了一种胶轮柴油驱动,兼有装、运、卸功能的铲运机(简称LHD)。这种设备具有机动灵活,高效率,改善劳动强度,节省劳动力的性能,简化了矿岩装运工艺,适用于采场运搬和阶段运输。这种设备很快在欧美矿山中被广泛采用,逐渐代替着多少年来沿用的电耙、气动装载机和轨道运输车辆。实践证明铲运机在中、短距离内使用是经济的,但当铲运机运距超过表1-4-1时,运输能力将显著下降,运输费用则急剧上升。因此,在较长距离和大运量时就宜采用矿用自卸汽车。从1976年以来,由于各国制造商提供了各种载重能力的地下用自卸汽车,使地下矿山的无轨运输得到发展。在瑞典一些地下开采矿山,日产量从500t到50000t的阶段运输都采用自卸汽车运输。自卸汽车装载量从15t到50t。单程运距达2000~3000m。地下运输采用无轨设备的显著特点是:设备购置费较低,无需安装,对大块物料适应性较强;机动灵活,有利于缩短矿山基建时间加速投产。

近年来,地下无轨运输更进一步发展,使矿山开拓系统无轨化。许多不同规模的矿山都建立了从地下直通地表的斜坡道。所有采矿设备如凿岩、装药、撬顶、支护、出矿,人员及材料等运输,全部采用了胶轮无轨设备,可直接经过斜坡道出入,使设备调动,人员、材料及备件的运送和设备维修快速及时。对保障设备的完好率,提高利用率有显著作用,提高矿山的劳动生产率也有直接影响。总之,地下无轨运输必须与矿山的全面无轨化相结合,才能充分发挥其优越性。

地下无轨设备选型的趋向是日益大型化,根据矿山生产能力及矿岩稳固条件,尽可能选用能力大的设备,以减少设备数量,节省人力,减轻维修工作量,降低采矿成本。随着设备的大型化,每台设备承担的生产能力比重较大,因此设备的维修保养更显得重要。必须有相应的保养维修制度及维修设施和有经验的维修队伍,才能保障设备有高的完好率。

地下采用无轨设备的缺点是柴油发动机排气中有害废气污染空气的问题,因此要求增加通风量,有的矿山增加的通风费用使运输成本增加约5%。此外,无轨设备的外形尺寸相对地比有轨车辆要大,对巷道断面要求的安全间隙,由于行车速度高而较大。因此巷道的开拓工程量将增加,但在采用无轨设备掘进时,对基建进度和基建费用的影响就很小了。

在国外地下汽车运输的基建投资一般要比机车运输低20%,而运行费用则高15~25%。但在计入设备折旧、工资、维修及材料消耗和设备购置费的净现值后的运输总成本,将比机

车运输便宜约17~20%。尤其对中小型规模的矿山更为有利。

目前,地下汽车运输主要用于阶段水平运输矿石,然后由竖井垂直提升到地面。但已有一些新建矿山,日产量在1000t以下,采掘深度距地面200m以内,直接采用斜坡道运出矿石并兼作其他辅助运输。

近年来,为降低能源费用,西方一些地下矿山,逐步在部分采区和短程运距的运输道上,开始采用电动铲运机和电动自卸车。如瑞典KIRUNA TRUCK公司与瑞典通用电机公司(ASEA)合作研制了一种电动自卸车,装载量50t,采用架线供电,1000V三相交流电源,车上整流,装有二台230kW直流牵引电机。装备功率较大,专适用于斜坡道运矿。当坡度为8%,重车上坡速度可达每小时25km。经过矿山13个月试验,有两个瑞典矿山开始采用。这将为矿山发展斜坡道开拓系统创造条件。采用电动设备,在一定条件下,具有生产效率高,能耗低,降低运输成本的优点。但由于供电线路的限制,使用灵活性就不如柴油动力设备。

国内矿山也已开始采用地下汽车运输,如河北小寺沟铜钼矿采用了平硐溜井无轨开拓系统,于1979年建成投产,矿岩用汽车从溜井经平硐直接运到选厂和废石场。设计规模日产3000t,平硐运距3156m,汽车装载量原设计为国内试制25t自卸车。现使用日本产地面用14t车8台及8t车4台。

采用地下汽车运输的几个矿山实例见表1-4-2。

铲运机的经济运距和运量^①

表 1-4-1

运 载 能 力		采 矿 时		开 拓 时	
容 积 (m ³)	装 载 量 (t)	运 距 (m)	运 量 (t/h)	运 距 (m)	运 量 (t/h)
0.8	1.4	75	41	150	26
1.5	2.7	150	49	300	27
2.7	4.8	300	73	600	41
3.8	6.8	500	85	1000	36
6.1	10.9	800	87	1500	39
9.9	17.7	1200	74	2000	42

① Robert M. Stevens, Mine Trucks, Underground Mining Methods Handbooks, 1982.

采用地下汽车运输的几个矿山实例

表 1-4-2

矿 山 名 称	瑞典Malmberget铁矿	瑞典Grangesberg铁矿	瑞典Garpenberg North铜铅锌矿	河北小寺沟铜钼矿	甘肃金川二矿
运输性质	600m主阶段	515m主阶段	480m到350m阶段 斜坡道1:7	主运输平硐	1000m主阶段
运 量	(t/a) 6800000 (t/d) 35000	4000000 19000	320000 1400	设计3000t/d 达到1400	设计17000 平均850
运 距(m)	2300	600	~500	3156	
车 型	VOLVO	Kiruna Truck K250, K501	VOLVO-5350	设计CQ470-25t实际 用日本ZM-40, TD50 A-D	VOLVO-5350
装 载 量(t)	45	35, 52	20	14.5, 8	22
自卸车台数	10	3, 2	5	8, 4	8
自卸车台班运量(t)	平均2050	平均1500, 2200 最大4000	150~200	220, 120	900
路 面	沥青	沥青	碎石	混凝土	沥青, 混凝土
巷道尺寸(宽×高)(m)	10×6	4.8×4	4.5×4.2	5×4	4.8×4.1

注:甘肃金川二矿栏内数字为设计值。

4.2 设备选型

地下汽车运输设备选型应根据矿体的赋存条件,要求的运输任务及运输线路布置以及装卸条件,选择适用的设备。使运输每吨矿岩的总成本最低。设备的技术性能必需适应矿山的具休使用条件。考虑的主要方面有:车型,装载能力,发动机性能,传动系统,废气净化装置和轮胎等。

4.2.1 车型选择

专用于地下运输的自卸汽车,特点是外形尺寸较小,高度低,宽度窄。车体采用铰接连接和液压转向机构。车箱卸载常用顶起后卸式,这种形式结构简单,强度好,维修量小,但要求卸载站的高度大。以往曾有不需增高卸载站高度的车型,如伸缩式车箱和推板卸载车箱,由于结构复杂,维修量大,已很少为矿山采用。

坑内专用自卸汽车,各国制造商都是根据订货要求小批量制造,价格比较昂贵。因此有些矿山倾向于选用标准型的载重汽车,配用低污染发动机。性能也能满足地下使用条件,但价格要便宜得多,这是值得考虑的因素。标准型载重汽车即一般地面用车,外型及转弯半径较大。只适用于主阶段运输或主斜坡道。

为适应不同的线路坡度,矿用自卸汽车有二轮驱动和四轮驱动之分。当使用于阶段水平运输或坡度小于12%,牵引力足够和较干燥的硬路面时,可用二轮驱动比较适宜,维修费用相对较低。四轮传动的汽车适用于路面条件较差的水平运输或斜坡道,坡度可大于12%。对行驶阻力较大的松软而潮湿的路面,有良好的适应性,但维修费用较高。

矿用自卸汽车的技术性能通常适用于坡度不大的水平运输,虽然具有较大的爬坡能力,但重载上坡时,行驶速度降低很多。当坡度为10%时仅有水平运行速度的30~50%。如装载量30t的自卸汽车在坡度10%的斜坡道上重车上坡,速度仅达7km/h。水平运行时则为18km/h。因此在斜坡道中上坡运输矿石时要考虑这一影响生产能力的因素。若需要长时间使用于这种情况下,则应考虑选用增大发动机功率的载重汽车,以提高重车上坡速度,增加运量。

4.2.2 自卸汽车装载量

目前各国生产的地下自卸汽车,装载量一般从4.5t到50t,最大已达70t,可适应各种生产规模的矿山和不同的运输线路要求。对自卸汽车装载量的选择,现今的趋向是尽可能选择为井巷断面所允许的大型设备。主要原因是车辆装载能力的增加,其购置费及经营费不一定以正比例增加。长期使用中,大设备提供的高生产能力,足以补偿稍高的购置费和经营费,以及加大巷道宽度所需的附加费用。

在瑞典和芬兰一些日产1000t到3000t的地下矿山都采用20~35t的自卸汽车,日产15000t到40000t的阶段运输采用45~50t自卸汽车。一般20t以下的自卸汽车已较少用。因为其装载量小,使用设备数量多,巷道开拓量大,和轨道运输相比较就没有优越性了。

国外地下自卸汽车的主要技术规格见表1-4-3。表中KIRUNA TRUCK公司的K250 COMBI-M和K501 COMBI-M是一种组合型的多用途车,见图1-4-1。其特点是车箱可

地下矿用后卸式汽车

序	型 号	有效 载重量 (t)	车箱容积 (m ³)		发 动 机		重车速度 (km/h)			
			平 装	堆装	型 号	功率 (kW)	1 档	2 档	3 档	4 档

联邦德国GHH公司

1.	MK-A15	15		7.5	Deutz F6L413FW	109	4.2	8.6	14.4	24.3
2.	MK-A20	20		10	Deutz F8L413FW	146	4.7	9.6	16.1	27.2
3.	MK-A25	25		12.5	Deutz F10L413FW	170	6.4	11.3	18.6	30.4
4.	MK-A30	30		15	Deutz BF12L413FW	240	6.9	12.4	21.6	37.8
5.	MK-A35	35		17.5	Deutz BF12L413FW	277	7.4	13.2	23	40.1
6.	MK-A40	40		20	Deutz BF12L413F	323	6.6	11.7	20.4	35.6
7.	MK-F30	30		20	Deutz F10L413FW	170	6.9	12.5	21.4	37.0
8.	MK-F40	40		25	Deutz BF12L413FW	277	7.4	13.2	22.9	39.4
9.	MK-F50	50		30	Deutz BF12L413F	323	6.5	11.5	20.0	34.5

瑞典VOLVO公司

1.	5350B 6×6	22.5	9.4	12.0	VOLVO TD70G	157	5-6	9-14	12-20	21-37
2.	5350B 4×4	22.5	10.1	13.0	VOLVO TD70G	157	5-6	9-14	12-20	21-37
3.	861	18.5	9.0	11.5	VOLVO TD60B	106	3.7-6	6.2-10	11.2-18	18.6-30
4.	N10-N12	21.3	12		VOLVO TD121G	242				

瑞典KIRUNA TRUCK公司

1.	K250-16	35	13	16.5	VOLVO TD100G	180	8.2	15	25.1	45
2.	K250-21	35	18.5	21.0	VOLVO TD100G	180	8	14	25	45
3.	K501-21	50	19.0	21.0	Detroit 12V71-TV	386	8	10.5	15	22
4.	K501-28	50	26.0	28.0	Detroit 12V71-TV	386	8	11	15	22
5.	K250 COMBI-M	40	(活动车箱)		VOLVO TD100G	180	8	14	26	46
6.	K501 COMBI-M	60	(活动车箱)		Detroit 12V71-TV	386	8	11	15	22

美国WAGNER采矿设备公司

1.	MT-411-30	9.98	5	5.6	Deutz F6L-413FW	109	4.5	9.8	23.3	
2.	MT-413-30	11.8	6.2	6.7	Deutz F6L-413FW	109	4.5	9.8	22.2	
3.	MT-425-30	22.7	11	12.8	Deutz F12L-413FW	207	5.26	9.66	17.65	28.58
4.	MT-433-30	29.9	13.8	16.8	Deutz F12L-413FW	207	5.51	10.12	18.29	24.4

芬兰ARA公司

1.	TORO 35D	32	12.5		Deutz BF12L413FW	240	6	11.5	22.0	
----	----------	----	------	--	------------------	-----	---	------	------	--

美国EIWCO采矿机械国际公司

1.	985-T15	13.61	6.12	7.65	Deutz F8L-413FW	185	5.5	11.5	23	
----	---------	-------	------	------	-----------------	-----	-----	------	----	--

日本三井造船EIMCO公司

1.	980T-10	9.07	5			135-HP				25.4
2.	980T-15	13.6	7.8			185-HP				26.1
3.	980T-20/27	18/24	9.4/13			277-HP				24.0

主要技术性能表

表 1-4-3

各种坡度重车速度 (km/h)				车轴数 × 传动轮数 (个)	空车 质量 (t)	外形尺寸 (mm)			转弯半径 (mm)		装载高 (车厢 高) (mm)	卸载高 (mm)	卸载时间 (斗箱抬 起+放下) (s)
0	5 %	10 %	20 %			宽	高	长	外	内			
24.3	10.5	6.2	3.3	4×4	14	1828	2305	8420	7960	5300	2000	4300	10+7
27.2	11.8	7.0	3.6	4×4	16.66	1975	2305	8885	8650	5600	2200	4475	11+14
30.4	9.4	5.6	3.1	4×4	24	3100	2350	9228	9200	4900	1800	5200	16+14
42.5	13.3	7.5	4.1	4×4	25	3100	2350	9228	9200	4900	2100	5350	20+18
40.1	12.5	7.0	3.4	4×4	30	2900	2580	10030	9500	4900	2500	6200	14+22
39.9	14.8	8.7	4.8	4×4	32.9	2900	2810	10030	9500	4800	2560	6260	18+22
37	11.2	6.4	—	4×2	25.2	3100	2350	10000	9200	4900	2300	5450	16+14
39.4	11.3	6.8	—	4×2	32.8	2900	2850	10500	9500	4800	2600	6300	18+22
37.7	11.8	6.6	—	4×4	40	3190	2600	11650	10750	5650	2600	7500	29+26
5档 31-51				6×6	15.9	2480	3240	9505	7850	4250	2535	6100	16+22
31-50				4×4	15.3	2980	3240	8740	7500	3350	2805	5360	16+22
				4×4	14.25	2480	2850	10180	7500	4100	2495	5775	18+
60	21	14	8	6×4	9.3	2500	2900	8300	19460		2550		
5档 30	6档 44			4×4	21.5	2760	2625	8870	7700	3410	2300	5930	18+
30	44			4×4	22	2760	2625	8870	7700	3360	2700	6960	18+
				4×4	29.7	3450	2930	10180	8900	3970	2635	8295	18+
				4×4	30.6	3450	2930	10450	9280	4240	3125	7210	18+
				4×4	26.8	3600	3300	10900	10200	4650		6220	20+
30	43			4×4	35	3830	3700	12270	11400	5410		6460	20+
				4×4	11.91	1910	1830	6960	5385	3175	1880	3910	15+
				4×4	11.34	1905	1981	6960	5385	3175	1981	3962	15+
				4×4	25.68	2970	2110	9680	8760	4780	2080	5210	10+
				4×4	28.07	3658	2260	9982	8991	4623	2184	5258	10+
				4×4	25	3035	2500	9685	8945	4897	2500	5750	16+
				4×4	12.7	2134	2248	6832	4935	2616	1981	4064	18+
				4×4	8.85	2120	1880	6200		4100			
				4×4	10	2390	2020	6950		4150			
				4×4	21	2740	2032/2200	8420/8600		4200			

以从叉形车底架上卸下, 放置在装载点待装。车体可将另一个装好的车箱抬上车底架运走。这样使大装载量车箱的装载时间可大为缩短, 加快周转, 提高运量, 汽车的运输效率得到充分发挥。不运矿时还可装运其他服务设备, 一车多用。

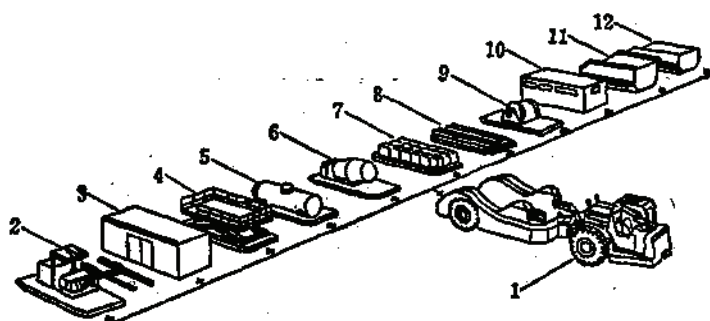


图 1-4-1 瑞典KIRUNA COMBI-M型多用车

1—多用途载车; 2—凿岩台车; 3—移动检修间; 4—升降平台; 5—油罐; 6—混凝土搅拌器;
7—炸药; 8—管子; 9—电缆; 10—运人车箱; 11—度石车箱; 12—矿石车箱

4.2.3 发动机的性能

各种地下自卸汽车根据设计的装载量和使用条件配备额定输出功率的发动机。选用时必须考虑矿山位置的海拔高度对发动机输出功率的影响。同时要根据国家安全规程关于有害气体浓度的规定选用高效率低污染的发动机。

发动机的额定功率, 一般是代表在海平面处, 温度等于 20°C 时的出力。因此海拔高度增加, 作业环境温度变化都将降低发动机的实际出力。据一些制造厂估计, 一台四循环四冲程的柴油发动机由于标高引起的损失, 在海拔300m以上每增高300m损失3%出力。温度在 20°C 以上每升高 2°C 损失1%。因此对于在高海拔矿山工作的车辆选择, 要注意下列几点:

(1) 海拔300m以下, 燃油泵喷油率与海平面使用时相同, 额定出力不变。

(2) 从海拔300m到1500m, 为了防止排出过浓的烟气, 必须重新校准燃油泵, 改变空气与燃油的喷射比率。

(3) 海拔超过1500m, 一定要考虑在发动机上装一个高度补偿器, 以保持和海平面相同的功率输出和排气。

1500m以上的高度补偿器是一种透平增压器, 装在吸入空气的进气系统上。这样可以压缩大量的空气进入气缸, 补偿由于高海拔大气压力减少后的空气量。由于喷入的燃油有大量空气燃烧, 就可以保持海平面时的出力, 不用再改变发动机中的空气与燃油比率, 发动机即可提供充分燃烧的特性和海平面功率。使用增压器补偿在海拔3050m以下是有效的。这个高度以上仍须改变空气与燃油的比率, 对应于发动机损失的功率降低燃油喷入量。

除了用透平增压器补偿的方法以外, 另一种方法是选用较大功率的多缸发动机。按照海平面工作所需的额定功率调正发动机的喷油量。这种方法可避免额外的维护透平增压器。大功率发动机在低于它设计功率下运转, 还能延长寿命。其缺点是它的外形和质量较大, 在汽车上安装会有些困难。

对于地下运输用的柴油发动机, 必须选择低污染的发动机, 以降低对地下空气的污染。

1975年一机部和冶金部对地下使用柴油机暂行规定的排放标准为:

105系列涡流燃烧室:

$$\text{CO} < 7.5 (\text{g}/0.745\text{kW}\cdot\text{h}) \quad \text{NO}_x < 6 (\text{g}/0.745\text{kW}\cdot\text{h})$$

135系列直喷燃烧室:

$$\text{CO} < 6 (\text{g}/0.745\text{kW}\cdot\text{h}) \quad \text{NO}_x < 5 (\text{g}/0.745\text{kW}\cdot\text{h})$$

为降低稀释有害气体的通风量, 制造厂对发动机构造采取的主要措施是使燃油能够充分燃烧, 最大限度地从机内降低有害气体排放量, 其次是对发动机排气提供净化装置使达到地下许可的安全标准。

当前矿用自卸汽车配备的发动机主要有联邦德国的Deutz型, 瑞典VOLVO-TD型, 美国的Caterpillar和Detroit型柴油发动机。

联邦德国制造的Deutz发动机在各国生产的矿用设备上用得较普遍。这是一种风冷有预燃室的二级燃烧发动机, 喷入的柴油经过二级燃烧比较充分, 有害气体含量显著降低, 尤其一氧化碳大为减少, 碳氢和氧化氮的含量亦可满足现行卫生标准。这种低污染柴油发动机不需要专用的附属装置, 也不要求使用专用柴油。与一般直接喷射的发动机相比较, 仅仅是汽缸头和活塞构造不同, 装有供起动用的预热火花塞。二级燃烧的Deutz发

动机其废气含量与其他类型发动机的比较见图1-4-2。

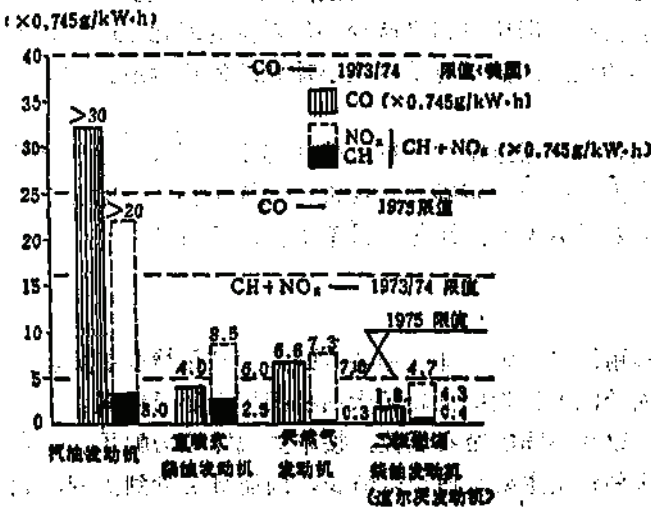


图 1-4-2 Deutz发动机与其他发动机比较的废气含量

瑞典的VOLVO TD型发动机是一种装有透平增压器的直接喷射式低污染发动机。其特点是利用中间冷却器控制燃烧温度, 并有改进的喷射设备延迟喷射, 透平增压器使吸入空气量大大增加, 使发动机出力得到充分利用。即使在海拔4000m时功率损失仅5%。发动机在高负荷运转时, 柴油在比一般标准发动机的压力和温度较低的情况下燃烧, 因此可降低氮氧化物的浓度。在低负荷时, 一般发动机由于温度太低, 燃烧不完全, 易产生高浓度有臭味的碳氢化合物和一

氧化碳, VOLVO发动机采用了加热吸入空气的措施, 就可消除上述问题。此外VOLVO发动机还在排气管中装有文杜里管水洗涤器, 可以冷却排气除掉大量烟尘。因此这种发动机的排气有害成分较低。例如5350B型自卸汽车, 配备VOLVO TD70G发动机, 经大批试验测定的废气成分如下:

	临界转速	怠速
烟气	1.0%	1.0%
CO	250ppm	450ppm

HC	150ppm	200ppm
NO _x	1250ppm	100ppm

美国的Caterpillar和Detroit发动机是通用的水冷直接喷射式发动机,排气性能稍差,但美国的一些地下设备根据用户需要,用量也不少。主要原因是备件易解决,操作维修人员使用较有经验。

发动机的性能对降低排气中有害成分的浓度有重要作用。但若采用含硫低的轻柴油作燃料,效果更为显著。

4.2.4 废气净化装置

为了尽可能降低柴油发动机排放有害气体的含量,除了发动机内的措施外,还须有机外净化装置,使废气排放达到安全规程的要求(见本章4.5)。

为了净化柴油发动机排出的废气,常用的净化装置有:水洗涤箱,催化净化器,扩散器。净化功能各有特点,必要时可用两种串联使用以达到最佳净化效果。

(1)水洗涤箱:水洗涤系统能冷却废气排放物,洗除炭颗粒,减少碳化氢(丙烯醛和甲醛)排放。但对一氧化碳和氮的氧化物作用不大。水洗涤箱的维护较简单,每班要补充加水,每天需冲洗洗涤箱。

(2)催化净化器:使用催化净化系统,只要进入的废气温度在220°C以上,就能把70~90%的一氧化碳排放物氧化成二氧化碳。碳化氢亦可减少。但对氮的氧化物作用很小。每隔几周要定期维修,根据净化器的型式,需要时要更换小球状的催化剂或元件,使净化能力再生。

(3)扩散器:类似喇叭形,利用排气流通过喇叭底部孔隙的速度,引入一股空气混入废气中,使其稀释和冷却,并以一定方向排出。每隔几周要进行定期维护,清除孔隙中的沉积物。这种装置多数是按照用户的要求装设的。净化效果不如前二种设备。

4.2.5 轮胎

矿用自卸汽车的轮胎要求更耐磨和耐切割,因此都是用特殊配方的矿用橡胶制成。轮胎有二种:有内胎的和无内胎的。有内胎的价格贵些但轮胎大面积损坏后还可修理。

轮胎有各种花纹设计和花纹深度,以及不同的帘布层数,按车型载重能力配用。现在最新的轮胎还有无花纹的光面轮胎,这种轮胎主要是使用寿命长,因而日益受到重视,我国也已试用,效果显著。轮胎的花纹主要目的是增加与路面的摩擦,但也使轮胎与路面之间的压力增高,因此车辆行驶阻力也大。一般需要在斜坡道运行的车辆,速度较低,可选用深花纹轮胎。水平行驶的高速车辆则宜选用浅纹或光面轮胎,有利于降低行驶阻力,减少燃油消耗。

有些矿山的经验,在轮胎内充入75%体积的液体(常用氯化钙水溶液,每升水含0.42 kg)增重轮胎,可以增加轮胎附着力,提高牵引力,减少打滑及胎面磨损,并有利于降低油耗。

车辆配用的轮胎一定要紧密适应作业条件,根据实际运行的平均每小时吨公里运量选用适合能力的轮胎,可避免由于轮胎过热而导致过早损坏。

总之轮胎费用对运输经营费影响很大,除了正确选用外,还应注意日常保养维护。

轮胎规格的表示方法, 载重汽车都以外胎断面宽度 B 及轮辋直径 d 的尺寸(习惯用英寸)及帘布层数表示: 如标记为 $B \times d$ 或 $B-d$ 。

例: 23.5×25 , 28层或 $23.5-25$, 28层。

“23.5”即轮胎宽度23英寸, 小数点后的“5”代表加宽系列, “25”即轮辋直径25英寸。

4.2.6 传动系统

地下自卸汽车大都采用液力变矩器传动, 在发动机和变速传动装置之间是由液力变矩器产生液压动力传动连接的。采用液力变矩器的主要优点是起动加速平稳, 可实现空载起动, 无级调速, 具有过载保护, 液力制动性能, 传动效率高, 使用可靠。但由于没有机械连接, 在较陡坡道向下行驶时不太安全, 所以要求液力变矩器上要增设一种锁定装置(Lock-up)。由司机视需要操纵“合上”或“脱开”。当锁定装置合上后, 发动机与变速传动装置成为直接机械连接, 这样在下坡行驶时, 可利用发动机的摩擦阻力以及所有传动装置及轴的摩擦使车辆减速, 减少使用制动器。使高速下坡行驶更为安全。

选用锁定装置无论在水平或坡道上适当使用还可以减少燃油消耗, 降低发动机, 变矩器, 和变速箱的运转温度, 延长这些部件的寿命。

锁定装置在脱开时就恢复通过液力变矩器进行液力传动。

因此当需要进行斜坡道运输时, 无论是上坡、下坡或空车、重车行驶, 一定要考虑变矩器装有锁定装置。

4.2.7 其他

车箱尺寸, 选型时要注意选用适合物料密度的车箱容积。因为汽车的能力不是按容积确定的, 而是根据有效装载量计算的。所以要按照运输物料的平均松散密度及选定车型的装载量核算实际需要的车箱容积。各汽车制造厂一般都有多种容积的车箱供选用。

选型时还要考虑保证司机有良好的工作条件和安全性, 驾驶室密封性能好, 噪音低, 并有防护装载落石的坚固顶盖。为了提高设备利用率, 车上最好装有无线电话。

4.3 线路设计要求

地下汽车运输的线路, 主要有主运输阶段线路, 装卸矿站布置和斜坡道。

主运输阶段线路是担负把物料从采区溜井运到提升井附近的卸矿站。通常为水平运输线路, 坡度不小于4%。一般中等规模矿山都采用单行道附加会让站的线路布置, 大型矿山运输繁忙则多采用环行运输道, 使重车与空车分道行驶, 运量大而安全。

线路中装载站和卸矿站的布置须使车辆在装卸作业时不阻塞运输道, 并且调车方便而时间最短。

在主运输阶段上, 应在适当位置考虑设置一个维修保养站, 便于车辆及时保养, 补充油料和定期预防维修。

对于斜坡道的线路布置, 应尽量避免采用螺旋形, 实践证明其缺点为: 施工较复杂; 车辆始终在弯道中运行, 司机视界有限, 安全性差, 连续弯道中内外曲线半径的坡度不

同,使车辆差动轴不停工作,增加磨损。因此线路应尽可能布置成直线下坡,减少弯道。在曲线段内还须减缓坡度,外侧设置超高和加宽。曲线半径取决于车型及行车密度,一般为25~40m,运输繁忙时取50m。斜坡道坡度通常为1:7和1:10。

线路中会让站,通常首先要满足掘进出碴需要。一般每隔150~200m设置一个,长度15m,按车型加宽巷道2m左右。

装卸站的调车道,有通过式或尽头式,通过式设在主运输道外的支线上。尽头式与主运输道直交或斜交,使车辆调头后退出装卸位置。

地下汽车运输巷道断面的特点是与行车速度有关,车速高要求安全间隙大,断面尺寸的确定详见本书井巷工程卷有关斜坡道部分。

对于通地面的主斜坡道除了考虑行车等要求外,有时还需考虑运入井下的大型设备如破碎机最大件外形尺寸,要加大巷道断面。

地下汽车运输道的路面质量,对保证行车速度,降低轮胎和燃油消耗,改善行车安全,提高设备完好率,增加运输能力,降低运输成本,具有重要作用。设计时应予正确选定,各种路面结构及适用条件详见井巷工程卷斜坡道有关部分。

4.4 运输能力计算

汽车的运输能力与运行的作业条件紧密有关。作业条件中包括很多因素:如照明、装卸站、运输道、卸载场所等。这些条件的好坏,对运输能力及最终运输成本都有很大影响。设计时应创造最佳的作业条件,以期达到较高的运输能力和较低的运输成本。

进行运输能力计算时,首先要根据矿山的具体要求,作出运输线路布置图,确定各段运输距离及坡度。除了充分考虑作业条件的因素外,对选定车辆的技术性能要充分了解,如车厢有效装载能力,在各种坡道上重车和空车可达到的最大车速等。此外对装载设备及卸载站布置也应事先拟定。在这些前提下,可合理选取各项计算参数。汽车的运输能力即可按下式计算:

$$Q_A = \frac{Q_0 T_A}{T_A + T_0} \quad (1-4-1)$$

式中 Q_A ——汽车小时运输量, t;
 Q_0 ——汽车有效装载量, t;
 T_A ——每小时纯运行时间, min;
 T_0 ——每循环装卸及调车时间, min;
 T_s ——每循环在装卸站间行驶时间, min。

4.4.1 作业条件

根据矿山地下运输作业的情况,作业条件可分为:最佳的,一般的,恶劣的三种情况,一般条件系对照最佳和恶劣二条件的要求取平均值。现结合各项具体情况说明如下:

照明:最佳条件:自卸汽车各有充分照明,可照亮巷道路面、顶部及墙壁。恶劣条件:车辆灯光不足,司机在照明不良的巷道中驾驶,容易发生撞壁。

装卸站:最佳条件:自卸汽车装载时,为了充分装满,开车向前或向后定位次数较

少。装车站有固定照明，或装载机上有灯能充分照亮自卸车车箱。待装物料较碎而且紧靠自卸汽车不远。恶劣条件：自卸汽车用装载机装料时要反复移动多次，或待装位置多变。照明不足，视界有限。待装物料大块多，离装料处较远。

运输道：最佳条件：主运输道有足够的高度和宽度，可保证车辆和司机安全地快速行驶。道路维护良好，路面平整，无撒落物，没有积水或流水。线路急弯最少，需要时装有交通控制装置。恶劣条件：主运输道高度宽度较小，路面又滑，到处是撒落物，或路面软有积水区或流水。调车时急弯较多，没有适当的交通控制装置。

卸载场所：最佳条件：卸载处既宽大还有安全车挡防护。卸载容量大，可以容纳所有运行的自卸汽车充分卸载，不用等待。恶劣条件：卸载处只有一很小的调车道，又无安全车挡。卸载受限制，卸不干净，这些限制包括格筛阻塞，车箱粘结，受矿仓容积小。

4.4.2 每小时纯运行时间

自卸汽车运输作业在每小时60分钟内，由于生产中各种不可避免的耽误，纯运行时间会有降低。这些耽误包括：每班中从一个工作区调到另一处，车辆定期检查，润滑特殊部位，进行小调整修理，停下来加油加水等，以及司机需要歇息停车。各种作业条件下每小时纯运行时间如下：

作业条件	每小时纯运行时间, min
最佳的	55
一般的	50
恶劣的	45

以上每小时纯运行分钟数，通常不考虑换班时司机到地下需要的时间，以及从停车场或维修站驾驶车辆到工作地点往返和停车吃饭等所需时间。这些因素在每班的有效作业时间中考虑。

4.4.3 自卸汽车有效装载量

矿山中运输物料的松散密度变化较大，自卸汽车的额定载运能力都按有效装载量确定。应根据物料松散密度的不同配用不同容积的车箱。目前大多数自卸汽车的技术规格中关于装料能力标有平装和堆装二种能力，按美国汽车工程学会(SAE)标准，平装是按车箱顶部水平装满。堆装则是从平装顶部堆高0.3m，每边水平距0.6m。此为名义堆装量，有的标有“半堆装”，代表50%的名义堆装量。

为使自卸汽车能充分装满额定有效装载量，又不致向二侧撒落。最好是用顶部溜槽闸门装矿，先装车箱后部，使自卸汽车逐步后退装满前端。另外一种常用的方法是用装载机或铲运机装矿，一般要求装矿场所高度较大，而且撒落较多，装载机前轮还可能与汽车相碰影响卸载范围。为提高装料效率，在装矿地点可采取一些改善措施，如修筑装车台，垫高铲运机，增大卸载范围。此外也可采用铲斗抛卸式卸载增加装载量。采用铲运机装料时，铲斗大小最好是2~4次装满一

车箱装满系数 表 1-4-4

作业条件	装满系数
最佳	1.00~0.95
一般	0.94~0.90
恶劣	0.89~0.85

车。否则装载时间过长会影响运输能力。

装载时由于物料性质,如大块多,有粘性,以及装载设备配合不好,都不能达到额定堆装量,装满系数可低到0.85。按照各种装载条件,建议采用表1-4-4中的装满系数。

在运输能力计算公式中自卸汽车每循环可装的有效装载量 $Q_s(t)$,即可由下式计算,

$$Q_s = V \rho K \quad (1-4-2)$$

式中 V ——车箱容积, m^3 ;

ρ ——松散物料的密度, t/m^3 ;

K ——装满系数。

对于自卸汽车超载应予以重视,不但影响使用寿命,而且经营费,维修费都增高,还会丧失制造厂对设备的保证。

4.4.4 运行循环中装卸时间

运行循环中的装卸时间包括用于装载、卸载及装、卸载调车的时间。一般约为3~8 min。装卸站的布置设计合理,可降低装卸时间,有利于提高运量降低运输成本。下面对装卸时间中各组成要素进行分析,以寻求缩短装卸时间的方法。

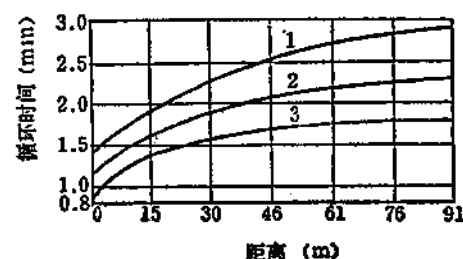


图 1-4-3 各种作业条件下装载机一次循环时间

作业条件: 1—恶劣, 2—一般, 3—最佳

条件和运输距离时装载机一次装卸的循环时间。自卸汽车的装载时间则等于装满一车所需的循环次数乘以图中查得的循环时间。

(3) 卸载定位, 包括自卸车换向倒退到卸载处所需的时间。对采矿工艺设计布置与照明要求与装载定位相同, 通常计算时与实际卸载时间合并考虑。

(4) 卸载时间, 主要取决于车辆技术性能中规定的车箱翻起和复位的时间, 以及卸载站的条件。一般为0.30~0.65 min。卸载处必须有足够的容积能使满载车辆很快卸空, 并在下一辆车到达前把卸下的物料处理完。卸载处的接受能力对缩短卸载时间有显著作用。后卸汽车在地下硐室内卸车, 需等待车箱复位才能开车, 因此卸载时间就要长一些。通常总的卸载时间包括卸载定位所需时间约为0.60~1.2 min。

4.4.5 每循环往返行驶时间

每循环往返行驶时间包括从装载点运送物料到达卸载站入口调车道和空车回到装载地点调车道所需的全部时间。计算运输循环中行驶时间的主要参数是各段运距及行车速度。地下汽车运输可达到的最大速度受一些因素的限制, 这些影响因素如下:

(1) 作业条件: 运距短且有急弯, 速度难以提高。多辆车使用同一运输道、装卸站, 交通耽误多, 使得运输循环中总的平均速度降低。所以配备适当的交通控制装置可减少车辆由于会车造成的长时间耽误。对行车速度及作业安全影响最大的因素还是车辆与巷道壁间的间隙和司机与顶板的间隙, 以及道路的维修程度。因此有足够的间隙和道路平整可增加司机的把握性提高车速。当然为提高车速而增加巷道的开拓费用, 这就需要在设计中恰当权衡。

(2) 地下矿用自卸汽车的设计特点: 大多数矿用汽车为减低车速都取消了轴和底盘之间悬挂系统包括弹簧、减震器等。路面稍有不平, 车速一高就会产生有节奏的“跳动”。尤其空车下坡行驶更为严重。因此地下自卸汽车的速度一般都比地面使用的要低。

(3) 车辆传动系: 载重10t以上的矿用自卸汽车, 一般都装有常规的变矩器和变速器。根据发动机的有效功率和传动比, 水平运输时可达到的速度一般为24~32km/h。10t以下的车辆用机械传动系, 最大速度小于16~19km/h。装有静力液压传动的车辆则最大速度为10~15km/h。对于选定车辆可达到的速度应根据制造厂提供的性能曲线图查取。

(4) 坡道上的车速: 重车上坡的速度应直接从该型车辆的性能曲线上选取。图1-4-4是两个典型的自卸汽车性能曲线图。要注意该曲线是设定在海平面标高行驶和一定条件下计算作出的。条件改变, 曲线的性能也会不同。在海拔以上标高行驶时, 应按发动机功率降低的比例降低速度。超载或增加行驶阻力也会对重车上坡的速度有不利影响。

使用各种车型的性能曲线图时, 要注意纵座标的坡度值, 其中包括车辆行驶阻力, 即巷道坡度加上行驶阻力后得出的总坡度才是曲线图上的坡度值。车辆的行驶阻力一般为3%左右。有的厂商已从曲线数值中减去了车辆行驶阻力, 标出的坡度值即巷道坡度, 可直接查取相应速度。

关于下坡行车速度, 为安全起见, 要求使用低挡速度, 以便控制车速, 减少使用工作制动器, 否则工作制动器会因过度使用而发热甚至失效。坡度在18%以下, 空车下坡可以用比重车上坡高一档的速度。例如图1-4-4(a)中, 在坡度10%重车上坡时速度为7.1km/h,

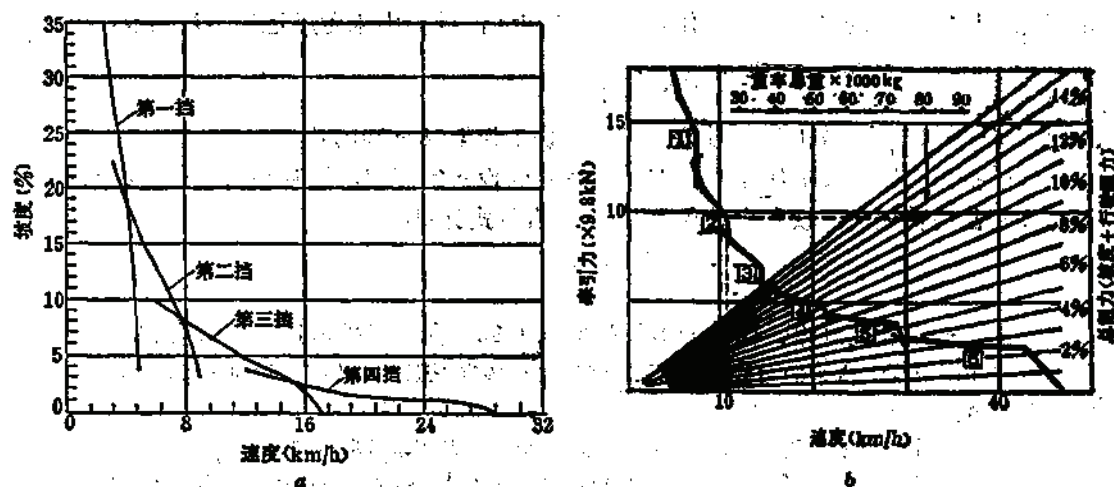


图 1-4-4 典型的自卸汽车性能曲线

a—美国WAGNER公司载重量22.7t汽车重车性能曲线; b—瑞典KIRUNA公司载重量50t自卸汽车性能曲线

注: 图中纵座标坡度值已减去行驶阻力3%, 等于巷道坡度值。

(第二档速度)。空车下坡可以换到第三档速度约11.3km/h。当坡度大于18%时,通常空车下坡与重车上坡必须使用同一档速度。至于重车下坡和空车上坡也用同档速度。

当长坡道达150m以上时,尤其有重车下坡运行的情况,须和制造厂研究选用合适车辆。

通过以上各项限制地下自卸汽车行驶速度因素的了解,在计算运输循环中全部行驶时间时就可合理的选定各运输区段的车速。计算往返行驶时间有二种方式:当整个循环中只有一个水平区段时,按运距、作业条件和交通延误可能,选定平均速度。可由下式计算 $T_v(\text{min})$:

$$T_v = \frac{2S}{16.67v} \quad (1-4-3)$$

式中 S ——单程总运距, m;

v ——平均速度, km/h;

2——为往复行程计算系数;

16.67——为速度单位km/h换算成m/min的乘数。

然而大多数情况,很多运输循环有一个以上的运输区段,每段的长度和坡度都可能不同,因此计算 T_v 由各段所需时间相加,重车和空车方向分别计算,公式为:

$$T_v = \sum \left(\frac{S}{16.67v} \right) \quad (1-4-4)$$

在上述两种计算方式中,对于自卸汽车会车产生的交通延误应加到 T_v 总时间中去。也可以加到装卸时间 T_d 中。

4.4.6 运输设备台数计算

通过上述各项运行参数的计算或选定, Q_d , T_d , T_v , T_s 已知,即可按公式(1-4-1)进行自卸汽车小时运输能力计算,得出 $Q_h(t)$ 。

当运输线路要求每天的运量 $Q_d(t)$,及每天有效工作小时 $t(h)$ 确定后,即可由下式求出完成所需运量的自卸汽车工作台数 $N_w(\text{台})$,计算中未考虑运输不均系数:

$$N_w = \frac{Q_d}{Q_h t} \quad (1-4-5)$$

式中 t ——每天有效工作小时数,一般三班工作取18~20h/d。

至于备用台数主要取决于维修能力可达到的设备完好率,国外设备完好率都在80%以上。包括备用台数后,设备总数 $N_s(\text{台})$,由下式计算:

$$N_s = \frac{N_w}{A} \quad (1-4-6)$$

式中 A ——设备完好率,国外一般取0.80~0.85。国内可按0.70~0.80考虑。

例,矿山主运输道要求的运输量为每天5000t,松散矿石密度2.0t/m³,运输线路布置如图1-4-5,装矿处采用装载机装矿。

选用自卸汽车额定装载量为22.7t,车厢容积12.8m³,装满系数取0.90。

实际有效装载量, $Q_1 = V \rho K = 12.8 \times 2.0 \times 0.9 = 23.04\text{t}$ 比额定装载量超过不多,考虑作业条件尚好,可按此计算。

每小时纯运行时间 T_v 取50min。

运输线路中各区段运行速度选定如图1-4-5所示。

运行循环中往返行驶时间计算如下:

$$T_s = \sum \left(\frac{S}{V \times 16.67} \right) = 2 \left(\frac{46}{6.4 \times 16.67} \right) + 2 \left(\frac{152}{12.9 \times 16.67} \right) + \frac{259}{5.8 \times 16.67} + 2 \left(\frac{305}{16.1 \times 16.67} \right) + \frac{259}{8.9 \times 16.67}$$

$$= 0.86 + 1.41 + 2.68 + 2.27 + 1.75 = 8.97 \text{ min}$$

考虑会车耽误0.50min, 因此全部行驶时间

$$T_s = 8.97 + 0.50 = 9.47 \text{ min}$$

运行循环中的装卸时间:

装矿定位0.35min,

装矿时间3.7min,

卸载时间0.45min,

卸载定位0.30min,

$$T_l = 0.35 + 3.7 + 0.45 + 0.30 = 4.8 \text{ min}$$

自卸汽车的小时运输能力计算如下:

$$Q_h = \frac{T_h \times Q_s}{T_l + T_s} = \frac{50 \times 23.04}{4.8 + 9.47}$$

$$= 80.73 \text{ t/h}$$

每天有效工作小时取 $t = 18 \text{ h}$ 。

需要的运量 $Q_d = 5000 \text{ t/d}$

自卸汽车工作台数:

$$N_s = \frac{Q_d}{Q_h \times t} = \frac{5000}{80.73 \times 18} = 3.44 \text{ 台}$$

取设备完好率 $A = 0.70$, 则包括备用后总台数:

$$N_s = \frac{N_s}{A} = \frac{3.44}{0.70} = 4.91 \text{ 台}$$

确定选用五台装载量22.7t的矿用自卸汽车, 四台工作, 一台备用, 可以满足所需运量要求。

4.5 通风要求

采用柴油驱动设备的地下矿山, 为保障工人的安全作业条件, 必需加强通风, 稀释柴油发动机排出废气中的有毒成分, 达到安全标准。我国《冶金矿山安全规程》规定: 井下作业地点有毒有害气体的浓度应符合以下规定:

一氧化碳小于50ppm,

二氧化氮小于5ppm,

甲醛小于5ppm,

丙烯醛小于0.12ppm。

矿井必需的通风量, 按同时作业的柴油设备台数, 每kW每分钟供风量 4 m^3 计算。

美国矿山安全健康管理局(MSHA)对装载量4.5t到36t汽车上最常用的发动机所需要的通风量规定如表1-4-5。在通风网路中作业的柴油发动机, 数量在一台以上时, 第一台所需要的最小风量为表中规定值的100%, 第二台为75%, 第三台和以后每增加一台都按50%的需要量计算。

在北美作计划和编预算时, 满足了第一台车的通风量后, 对于井下作业的柴油设备即

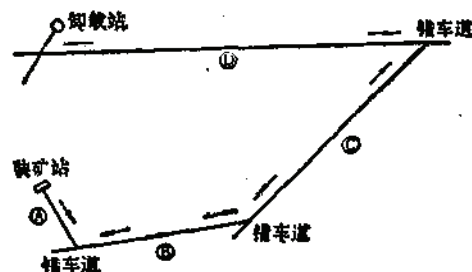


图 1-4-5 运输线路布置简图

图中: ①段: 水平, $L = 46 \text{ m}$, $V_s = 6.4 \text{ km/h}$

②段: 水平, $L = 152 \text{ m}$, $V_s = 12.9 \text{ km/h}$

③段: 坡度15%, 重车上坡, $L = 259 \text{ m}$, 上坡平均速度 $V_s = 5.8 \text{ km/h}$, 下坡平均速度 $V_s = 8.9 \text{ km/h}$

④段: 水平, $L = 305 \text{ m}$, $V_s = 16.1 \text{ km/h}$

美国MSHA规定发动机所需的通风量

表 1-4-5

发 动 机 型 号	通 风 量 (m^3/s)	最 大 功 率		最 大 油 耗 (kg/s)
		(kW)	(HP)	
Deutz				
F4L-912W	2.83	38.8	52	0.0029
F6L-912W	4.25	58.2	78	0.0044
F6L-413FW	5.66	103.7	139	0.0076
F6L-714	7.08	100.7	135	0.0082
F8L-413FW	7.55	133	185	0.0101
F8L-714	9.44	135.7	182	0.0109
F10L-413FW	9.44	172.3	231	0.0126
F10L-714	11.80	170.0	228	0.0138
F12L-413FW	11.33	206.6	277	0.0151
F12L-714	14.16	201.3	270	0.0166
Caterpillar				
3304-NA	5.05	61.1	82	0.0059
3306-NA	7.55	111.9	150	0.0094
3304-T	15.57	123.0	165	0.0096
3306-T	17.46	186.4	250	0.0148

以每马力(0.746kW)采用 $2.82\text{m}^3/\text{min}$ 的通风量计算总风量。

4.6 维 修 工 作

现代机械化生产的矿山,大量采用大型高效设备。设备投资高,每台设备担负的生产能力占总产量的比重很大。因此一旦因故障停止运转,减少的产量会造成相当巨大的经济损失。如何保持设备尽可能高的完好率,具有重大的经济效果。这就要求矿山建立必要的维修制度,维修设施,配备技术熟练的维修队伍,保障必需的备品备件储存和供应。

提高设备完好率的重要因素,首先是日常定期保养和预防维修,经验证明,作好预防性维修,建立定期更换磨损件制度。虽要花些费用 and 精力,但这是必要和值得的。因为只有这样,才能显著减少设备停机时间,提高设备运转率,保障正常生产,同时也能降低故障修理费用。

完善的维修设施和熟练的技术工人,可提供尽快修复的条件,使停机时间减少到最低限度,保证设备有较高的完好率。为此,设计时在井下作业地点附近应设置保养站。在主运输阶段适当位置应设置维修车间。例如,图1-4-6为日产8000t的地下矿山,在采区布置的一个保养站。图1-4-7为该矿主运输阶段上设置的维修车间。

保养站的主要功能是提供车辆的日常保养,如检查,润滑,更换易耗品过滤器等。以及为车辆加油。

站内主要设有保养间,其中有润滑检修坑一个,配有钳工工作台和检修工具。润滑油脂贮存间,装有各种油脂注油器,注油器胶管缠在卷筒上可拉出10~15m到润滑坑润滑车辆各部位。另外是燃油贮存间及加油车辆停放处。

维修车间主要用于车辆修理,更换部件,部件性能检验,以及每周每月的保养和小修。

车间布置中考虑了重型车辆和轻型车的检修位置,设有润滑检修坑及起重吊车以及钳工工作台,砂轮,电焊机等。还配有部件性能试验设备及工具。车间布置中还包括了机械、液压和电气维修场所,油料贮存及备件仓库,车间办公室及福利设施等。该维修车间因兼作地下其他固定设备的维修,车间总面积较大。对一个具体矿山设计,应根据选用设备的种类、数量,要求检修内容及修理工作量,确定合适的车间布置。

对于设备重大故障的修理,部件修复和大修则应在地面机修厂进行。

总之,矿山装备的机械化水平愈高,维修工作的重要性就更为突出。在设计中对维修设施,维修技术应予充分重视,给予完善的配备。

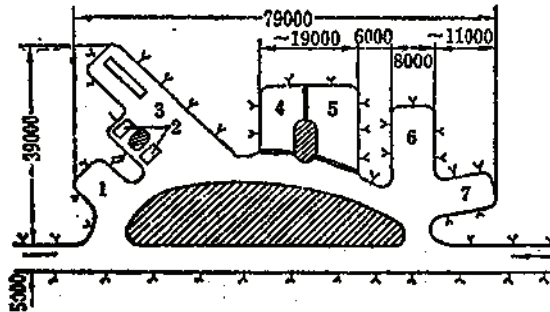


图 1-4-6 采区保养站

1—保养车停放处; 2—废品箱; 3—保养润滑间, $8\text{ m} \times 25\text{ m}$; 4—润滑油脂间, $8\text{ m} \times 12\text{ m}$;
5—燃油贮存间, $8\text{ m} \times 15\text{ m}$; 6—加油间; 7—加油车辆停放处

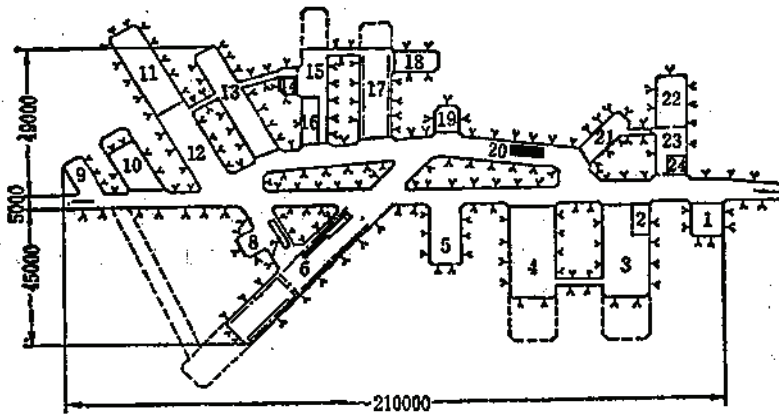


图 1-4-7 主运输阶段维修车间

1—橡胶库, $10\text{ m} \times 10\text{ m}$; 2—空调室; 3—仓库, 有 1 t 吊车, $14\text{ m} \times 30\text{ m}$; 4—仓库, 有 1 t 吊车, $14\text{ m} \times 30\text{ m}$;
5—轻型车辆修理, $10\text{ m} \times 20\text{ m}$; 6—重型车辆修理, 有 16 t 吊车, $11\text{ m} \times 55\text{ m}$; 7—保养间, $8\text{ m} \times 16\text{ m}$;
8—贮藏室; 9—燃油库, $7\text{ m} \times 14\text{ m}$; 10—润滑油脂库, $10\text{ m} \times 16\text{ m}$; 11—运转管理室, $10\text{ m} \times 30\text{ m}$; 12—
保养车停放处, $10\text{ m} \times 25\text{ m}$; 13—办公室, $8\text{ m} \times 40\text{ m}$; 14—电池室; 15—电气检修, $8\text{ m} \times 16\text{ m}$; 16—液
压件检修, $8\text{ m} \times 15\text{ m}$; 17—机修车间, 有 5 t 吊车, $10\text{ m} \times 30\text{ m}$; 18—工具室, $7\text{ m} \times 14\text{ m}$; 19—救火站,
 $7\text{ m} \times 9\text{ m}$; 20—洗车处; 21—厕所, $7\text{ m} \times 18\text{ m}$; 22—休息室, $10\text{ m} \times 17\text{ m}$; 23—食堂, $10\text{ m} \times 15\text{ m}$;
24—急救站

注: 采区主要车辆工作台数: 凿岩台车 8 台, 铲运机 8 台, 运矿汽车 10 台, 装药车 4 台, 锚杆台车 4 台, 辅助服
务车 17 台。

第五章 斜井(坡)提升

编写单位 南昌有色冶金设计研究院

编写人 吕甲林 黄品超

5.1 概 述

5.1.1 提升方式及适用范围

斜井(坡)提升按提升容器可分为矿车组提升、箕斗提升、台车提升及人员提升等。

矿车组提升适用于倾角 25° 以下的斜井(坡)。最大倾角以不超过 30° 为宜。考虑到上、下车场调车和组车方便,矿车组提升使用的矿车容积一般为 $0.5\sim 1.2\text{m}^3$ 。矿车组提升基建工程量小,投资省,转载设备少,系统环节少,不需倒装,可减少粉尘和粉矿的产生。一般认为斜井(坡)矿车组提升速度低,提升量小,劳动生产率低,易发生跑车事故,矿车容易掉道等缺点。

当斜井(坡)提升量较大,或者斜井(坡)倾角大于 30° 时,应采用箕斗提升。箕斗提升机械化操作,运行速度快,稳定性好,运行安全。缺点是需要设置箕斗装载和卸矿设施,增加了运输环节和工程量。

斜井(坡)台车提升,其最大优点是斜井(坡)倾角可高达 40° 左右,阶段车场与斜井(坡)连接简单。缺点是运输量小。在实际应用中,多作材料、设备等辅助性提升。中小型矿山也有用于提升矿石。

斜井坡度小于 30° 、垂直深度超过90m或斜井坡度大于 30° 、垂直深度超过50m时,须用专门人车运送人员。我国斜井(坡)人员运送一般采用人车提升,也有采用斜井架空乘人索道运送人员。

5.1.2 斜井(坡)提升实例

矿车组提升实例见表1-5-2。

箕斗提升实例见表1-5-3。

台车提升实例见表1-5-1。

斜井(坡)台车提升实例

表 1-5-1

项 目	提升长度 (m)	倾角	台车规格(mm)		矿 车 形 式	装载矿车数 (辆)	钢丝绳		提升机型号	电 动 机	
			台面尺寸	台车轴距			直径 (mm)	绳速 (m/s)		型 号	功率 (kW)
广元粘土矿	336	$34^{\circ}30'$	2000×1250	900	1.2m ³ 固定式	1	17		JT1600 $\times$ 1200-24		
黄沙坪铅锌矿	242	$35^{\circ}30'$	台阶式 2000×1180	1100	0.75m ³ 翻斗车	2		3.7	B _M $\frac{2000}{1620}$ -2A	JR137-8	210

斜井(坡)矿车组提升实例

表 1-5-2

项 目	提升长度 (m)	倾角 (°)	提升方式	每年矿石提升量 ($\times 10^4$ t)	每年废石提升量 ($\times 10^4$ t)	其他提升	车场形式	矿车形式	一次提升矿车数 (辆)	钢丝绳		提升机型号	电 动 机		附 注
										直径 (mm)	绳速 (m/s)		型 号	功率 (kW)	
王村铅土矿	564	18°	上提	完成20		提人		0.75m ³ 翻斗车	6			ϕ 2.5m双筒			混合提升
铜官山铜矿松北矿	150	19°30'	上提					0.6m ³ 固定式	4		2.6	ϕ 1.6m双筒			设有防跑车装置
湘潭锰矿	200	22°	上提	38完成15				0.55m ³ 翻斗车	4	21.5	2.16	75HP双筒		60	混合提升
湘潭锰矿	150	22°	上提	25完成11.4				0.55m ³ 翻斗车	3	18.5	2.16	75HP双筒		56	混合提升
山东黑旺铁矿	177	20°	上提				下部平车场	3.5m ³ 自卸式	1			ϕ 2.5m双筒			上部曲轨卸矿
山东黑旺铁矿	330	20°30'~25°	上提	70			下部甩车场	6.5m ³ 底卸式	1	26	3.7	ϕ 2m双筒		240	上部曲轨卸矿
龙烟铁矿	446	30°	下放	完成20	4.5	提人		0.75m ³ 翻斗车	7	31	2.56	2Bm3000/1530		165	盲 井
大罗坝铁矿	623	22°17'~25°	上提	25.5			甩车场	0.7m ³ 固定式	设计5 实际3			ϕ 2.5m单筒		280	
白石滩铁矿	623	24°	上提	30完成9			甩车场	0.7m ³ 固定式	4	24		Bm2500/2020	JRQ1410-8	280	
江苏小茅山铜矿	275	28°	上提	150t/d	45t/d		平车场	0.55m ³ 翻斗车	2	18.5	2.0	JT1200 $\times$ 1000-25		55	

斜井(坡)箕斗提升实例

表 1-5-3

项 目	提升长度 (m)	倾角 (°)	提升方式	提升物料	年提升量 ($\times 10^4$ t)	箕斗容积 (m ³)	箕斗装量 (t)	平衡锤重量 (kg)	卸车形式	钢丝绳		提升机型号	电 动 机		装矿方式	附 注
										直径 (mm)	绳速 (m/s)		型 号	功率 (kW)		
湘潭锰矿	456	32°	单箕斗上提	锰矿	25, 完成20	2.7		5000	后卸	24	5.6	2Bm3000/1520		380	计量漏斗	斜 井
湘乡水泥厂	504	17°~18°	双箕斗下放	石灰石	60, 完成90	8	16		后卸	37	5.64		ϕ AMCO/158-8	260	汽 车	斜 坡
大宝山铁矿	720	11°30'~15°30'	双箕斗下放	铁矿	230	18.8	25		后卸	43.5	6.75	XKT2 $\times$ 3.5 $\times$ 1.7-20	JRZ116/34-8	550	等容闸门	斜坡,有尾绳
峨口铁矿	390	33°30'	双箕斗下放	铁矿	480	30	50		后卸	75	6.7/5.9	2JK6 $\times$ 2.4	YR215/59-24	1250 $\times$ 2	汽 车	斜 坡
奉定铜矿2号井	705	11°	单箕斗上提	铜矿	1500t/d完成1956t/d	8.8	12		后卸	31	4	JK2.5 $\times$ 2A-20	JRQ157-8	320	计量漏斗	盲斜井
奉定铜矿1号井	832	14°44'	双箕斗上提	铜矿	1500t/d完成1956t/d	8.8	12		后卸	31	4.5	2JK3-1.6A-20	JRQ1510-10	400	1200 $\times$ 900 装矿闸门	斜井,单轨加中间错车道
湘西金矿	1129	27°30'	双箕斗上提	金矿	43, 完成39.4	5	10.2		后卸	34	6	2JK3/20	JR1512-8	570	气动扇形	斜井,单轨加中间错车道
大厂铜坑锡矿	320	25°	单箕斗上提	锡矿	1000t/d	4.5	7.2		底卸	31	3.4	JK2.5/20	JR158-8	380	计量漏斗	盲斜井
东风金矿	150	38°	单箕斗上提	金矿	完成100t/d	0.76	1.2		前卸	15.5	1.2	30HP单筒	JR82-8	28	手动计量	
衡东铅锌矿	210	35°	单箕斗上提	铅锌矿	完成210t/d	1.4	1.4		前卸	18.5	2	JT1200 $\times$ 1000-25		55	溜 槽	盲斜井

5.2 主要参数的选取及计算

5.2.1 提升工作时间

三班制的昼夜提升纯作业时间,主提升取19.5h;辅助提升及主辅兼作提升取16.5h;箕斗与机车或汽车联合运输时,提升纯作业时间不超过18h。

5.2.2 提升不均衡系数

提升不均衡系数 C ,当开拓系统只设一套提升装置时, $C=1.25$;当设两套提升装置时,其中矿车组提升 $C=1.2$,箕斗提升 $C=1.15$ 。

5.2.3 提升休止时间

5.2.3.1 箕斗提升

1. 双箕斗提升

当用计量矿仓向箕斗装矿时,装卸休止时间见表1-5-4;当用通过式漏斗时,装卸休止时间应根据不同车辆的卸矿时间而定。向箕斗装一车矿石的休止时间即为汽车(或矿车)的卸矿时间,一般取40~60s;向箕斗装两车矿石的休止时间即为两辆车分别向箕斗卸矿的时间另加调车时间。调车时间与调车方式有关,对于矿车移位时间可取5~8s。当汽车只有一个卸车位置时,调车时间取60s。

双箕斗提升用计量矿仓向箕斗装矿时的提升休止时间

表 1-5-4

箕斗容积 (m³)	<3.5	4~5	6~8	10~15	>18
闸门装矿 (s)	8~10	12	15	20	>25

2. 单箕斗提升

箕斗的装矿和卸矿休止时间应分别计算。装矿时间可按双箕斗的休止时间选取,卸矿时间10s。

5.2.3.2 矿车组提升

- (1) 双钩矿车组提升的摘挂钩时间取30~40s;
- (2) 单钩矿车组提升的摘挂钩时间取45s;
- (3) 采用甩车方式时,矿车组通过道岔后,变换运行方向所需的时间可取5s。

台车提升休止时间 表 1-5-5

矿车容积 (m³)	休止时间 (s)	
	人力推车	
	单面车场	双面车场
≤0.75	40	25~30
1.2	—	30

5.2.3.3 台车提升休止时间

在台车提升中置换矿车的休止时间见表1-5-5。若选用双层台车,休止时间按此表中休止时间乘2,另加一次对位时间5s。

5.2.4 其他辅助作业时间

5.2.4.1 人员上下车时间

乘车人员从人车两侧上下车时,其休止

时间为25~30s;从一侧上下车时为50~60s。

5.2.4.2 置换材料车的休止时间

在台车提升中,置换材料车的休止时间:单面车场取80s;双面车场取40s。矿车提升中,材料车的摘挂钩时间:单钩提升取80~90s;双钩提升取60s。

5.2.4.3 运送爆破器材的休止时间

运送爆破器材的休止时间取120s。

5.2.4.4 每班人员升降时间及其他提升时间

(1)最大班井下工作人员下井时间一般不超过60min;每班升降人员的时间可按最大班井下工作人员下井时间的1.5~1.8倍计算。

(2)升降废石、坑木和其他物品的提升次数和时间与竖井提升相同。

5.2.5 提升最大速度

斜井(坡)提升最大速度 表 1-5-6

提升项目	最大提升速度 (m/s)	
	斜长≤300m	斜长>300m
升降人员	3.5	5
矿车组、台车提升	3.5	5
箕斗提升	5	7

斜井(坡)提升最大速度见表1-5-6。

煤矿安全规程(1986年版)规定:倾斜井巷内升降人员或用矿车升降物料时,提升容器的最大速度不得超过5m/s。专用人车的运行速度不得超过人车设计的最大允许速度。当用箕斗升降物料时的最大速度,不得超过7m/s。当铺设固定道床,采用重型钢轨时不得超过9m/s。

5.2.6 提升加、减速度

5.2.6.1 一般规定

提升容器和人员升降时的加、减速度选取见表1-5-7。

斜井(坡)提升加、减速度 表 1-5-7

提升项目	加、减速度 (m/s ²)
升降人员	≤0.5
矿车组、台车提升	≤0.5
箕斗提升	≤0.75

5.2.6.2 几种减速方式的减速度计算

减速度与减速的方式有关。重载上提时,可以采用自由滑行方式减速。若采用电动机减速停车方式,但此阶段所需的电动机拖动力必须大于或等于0.35倍电动机额定拖动力 F_e 。当减速阶段为负力时,若负力绝对值小于 $0.3Q(\sin\alpha + f_1\cos\alpha)g$,则应采用机械制动的方式减速;反之,则以采用动力制动的方式减速为宜。若负力绝对值大于 $0.7Q(\sin\alpha + f_1\cos\alpha)g$,则必须采用动力制动的方式减速。

各种减速方式的减速度可分别按下面公式计算。减速度的计算值不得大于表1-5-7中的规定值。

1. 自由停车方式

双钩提升的减速度

$$a_s = \frac{Q(\sin\alpha + f_1\cos\alpha) + 2Q_1f_1\cos\alpha - P_1(L_1 - 2L_2)\sin\alpha + P_1L_1f_1\cos\alpha}{\sum m} g$$

(1-5-1)

单钩提升的减速度

$$a_s = \frac{(Q + Q_r)(\sin \alpha + f_1 \cos \alpha) + P_s L_s (\sin \alpha + f_2 \cos \alpha)}{\Sigma m} g \quad (1-5-2)$$

$$L_s = \frac{v^2}{2[a_s]} \quad (1-5-3)$$

式中 a_s ——减速度, m/s^2 ;

Q ——提升容器有效装载量, kg ;

Q_r ——提升容器的质量, kg ;

f_1 ——提升容器运行时的阻力系数;

f_2 ——钢丝绳摩擦阻力系数;

P_s ——钢丝绳每米质量, kg/m ;

α ——校核处卷扬道倾角, $(^\circ)$;

L_s ——提升长度, m ;

L_s ——减速阶段行程, m , 可近似按 (1-5-3) 式计算;

v ——提升系统等速运行时的最大提升速度, m/s ;

$[a_s]$ ——安全规程允许的减速度, m/s^2 , 按表 1-5-7 选取;

Σm ——提升系统变位质量, kg ;

g ——重力加速度, $g = 9.81 m/s^2$ 。

2. 电动机减速停车方式

双钩提升的减速度

$$a_s < \frac{[Q(\sin \alpha + f_1 \cos \alpha) + 2Q_r f_1 \cos \alpha - P_s(L_s - 2L_1)\sin \alpha + P_s L_1 f_2 \cos \alpha]g - 0.35F_e}{\Sigma m} \quad (1-5-4)$$

单钩提升的减速度

$$a_s < \frac{[(Q + Q_r)(\sin \alpha + f_1 \cos \alpha) + P_s L_s (\sin \alpha + f_2 \cos \alpha)]g - 0.35F_e}{\Sigma m} \quad (1-5-5)$$

$$F_e = \frac{1000 N' \eta}{v} \quad (1-5-6)$$

式中 F_e ——电动机额定拖动力, N ;

N' ——预选电动机功率, kW ;

η ——传动效率, 取 $\eta = 0.85$ 。

3. 机械制动方式

双钩提升的减速度

$$a_s < \frac{1.3Q(\sin \alpha + f_1 \cos \alpha) + 2Q_r f_1 \cos \alpha - P_s(L_s - 2L_1)\sin \alpha + P_s L_1 f_2 \cos \alpha}{\Sigma m} g \quad (1-5-7)$$

单钩提升的减速度

$$a_s < \frac{1.3(Q + Q_r)(\sin \alpha + f_1 \cos \alpha) + P_s L_s (\sin \alpha + f_2 \cos \alpha)}{\Sigma m} g \quad (1-5-8)$$

4. 动力制动方式

采用动力制动减速时, 减速度 $a_s < [a_s]$ 。

5.2.6.3 按提升机减速器允许的动扭矩验算启动加速度

$$a_1 < \frac{[M_d] - F_s R_f}{(\sum m - m_d) R_f} \quad (1-5-9)$$

式中 a_1 ——加速度, m/s^2 ;

$[M_d]$ ——折算到卷筒边上的减速器最大启动扭矩, Nm ;

F_s ——作用在提升机卷筒上的最大静拉力差, N ;

R_f ——提升机卷筒半径, m ;

m_d ——电动机变位质量, kg 。

5.2.6.4 提升容器的自然加、减速度

当斜井(坡)倾角较小时, 为避免启动时下放侧钢丝绳松弛和减速停车时提升侧钢丝绳松弛, 提升系统的加速度必须小于提升容器下滑时的自然加速度及提升系统的减速度不得大于提升容器停车时的自然减速度。

1. 提升容器下滑时的自然加速度 a'_1

$$a'_1 = \frac{nQ_r}{nQ_r + n'm_1} (\sin \alpha - f_1 \cos \alpha) g \quad (1-5-10)$$

若斜井(坡)倾角有变化, 应当按容器在缓坡段上停车后重新启动进行校验, 即:

$$a'_1 = \frac{nQ_r}{nQ_r + n'm_1 + P_1 L_s} (\sin \alpha - f_1 \cos \alpha) g + \frac{P_1 L_s}{nQ_r + n'm_1 + P_1 L_s} (\sin \alpha - f_2 \cos \alpha) g \quad (1-5-11)$$

式中 a'_1 ——自然加速度, m/s^2 ;

n ——下放侧提升容器的数量;

Q_r ——下放侧提升容器的质量, kg ;

m_1 ——天轮或游轮的变位质量, kg ;

n' ——天轮或游轮的个数;

L_s ——校核处提升斜长, m 。

2. 提升容器减速时的自然减速度

$$a'_2 = (\sin \alpha + f_1 \cos \alpha) g \quad (1-5-12)$$

式中 a'_2 ——自然减速度, m/s^2 。

5.2.7 制动力矩与紧急制动

5.2.7.1 提升机紧急制动力矩

$$M_z = M_d - M_f \quad (1-5-13)$$

式中 M_z ——提升机紧急制动力矩, Nm ;

M_f ——紧急制动时提升系统的静阻力矩, Nm , 其计算式见表1-5-8;

M_d ——紧急制动时提升系统的动力矩, Nm 。

当提升重载时

$$M_d = \sum m a_1 R_f \quad (1-5-14)$$

静阻力矩计算表

表 1-5-8

提升方式	单钩提升、下放	双钩提升、下放
提升重载	$[n(Q+Q_r)(\sin\alpha+f_1\cos\alpha)+P_sL_s(\sin\alpha+f_1\cos\alpha)]gR_f$	$[n(Q+Q_r)(\sin\alpha+f_1\cos\alpha)-nQ_r(\sin\alpha-f_1\cos\alpha)+\frac{L_t\pm L'_t}{2}P_s(\sin\alpha+f_1\cos\alpha)-\frac{L_t-(\pm L'_t)}{2}P_s(\sin\alpha-f_1\cos\alpha)]gR_f$
下放重载	$-[n(Q+Q_r)(\sin\alpha-f_1\cos\alpha)+P_sL_s(\sin\alpha-f_1\cos\alpha)]gR_f$	$[-n(Q+Q_r)(\sin\alpha-f_1\cos\alpha)+nQ_r(\sin\alpha+f_1\cos\alpha)-\frac{L_t-(\pm L'_t)}{2}P_s(\sin\alpha-f_1\cos\alpha)+\frac{L_t\pm L'_t}{2}P_s(\sin\alpha+f_1\cos\alpha)]gR_f$

注: 1. L_s 为双钩提升、下放紧急制动时, 提升侧钢丝绳和下放侧钢丝绳长度之差, m;

2. 表中公式“ $\pm$ ”符号的确定: 提升侧容器在下放侧容器下面时, 取“+”号, 反之, 取“-”号。

3. 表中符号的意义和单位与前面同。

当下放重载时

$$M_d = \sum m a_s R_f \quad (1-5-15)$$

式中 a_s 、 a_s ——分别为提升系统提升、下放重载时的紧急制动减速度, m/s^2 。

(1-5-13) 式中的紧急制动力矩和 (1-5-14) 式、(1-5-15) 式中的紧急制动减速度必须符合安全规程的有关规定;

(1) 紧急制动减速度符合表 1-5-9 中的要求。

(2) 紧急制动力矩和最大静阻力矩之比不得小于 3。当提升系统 $\sum m/F$ 较小、且

紧急制动减速度没有超过表 1-5-9 中规定限值时, 可将此比值适当降低, 但不得小于 2。

(3) 双卷筒提升机在调绳时, 制动系统在各卷筒上的制动力矩, 不得小于斜坡上提升容器和钢丝绳对该卷筒的作用所形成的静力矩的 1.2 倍。

斜井(坡)倾角有变化时, 紧急制动力矩和紧急制动减速度按最不利情况计算。若提升任务种类较多, 应按上述分类计算, 选取并整定制动力矩。

5.2.7.2 提升钢丝绳松绳校验计算

当斜井(坡)倾角较小时, 还要注意紧急制动时提升侧容器的自然减速度不得小于其紧急制动减速度。为保证提升侧钢丝绳不松弛, 按下式校验:

$$a_s \text{ (或 } a_s) < a'_s$$

$$\text{或 } \frac{[M_s] + M_f}{\sum m R_f} < (\sin\alpha + f_1 \cos\alpha) g \quad (1-5-16)$$

式中 $[M_s]$ ——制动力矩整定值, km。

若不能满足上式的要求, 可调整斜井(坡)的倾角; 在箕斗提升中, 可增加尾绳重锤拉紧装置; 配用低转速电动机及大传动比减速器; 采用两级制动系统等措施来防止松绳事

故发生。

5.2.7.3 过卷距离计算

在斜井(坡)井口(或上端),从容器停车位置的过卷开关起,必须备有足够的过卷距离。过卷距离按下式计算:

$$L_g = C_g \left(\frac{0.5 \sum m R_i}{[M_{\text{总}}] + M_i} v^2 + v t_k \right) \quad (1-5-17)$$

式中 L_g ——过卷距离, m;

v ——最大提升速度, m/s;

t_k ——安全制动系统执行动作所需的空动时间, 取 $t_k = 0.5 \text{ s}$;

C_g ——备用系数, 取 $C_g = 1.5$ 。

5.2.8 钢丝绳选择及安全系数

斜井(坡)矿车提升用钢丝绳,要求耐磨、抗弯曲疲劳性能好,宜选用交互捻的外层钢丝较粗的 6×7 圆股钢丝绳、 $6 \times (19)$ 线接触钢丝绳或三角股钢丝绳。其抗拉强度以不小于 1520 MPa 为宜。斜井箕斗提升一般选用同向捻钢丝绳,其性能柔软,表面光滑,接触面积大,抗弯曲疲劳性能好,使用寿命长,断丝时便于检查。

斜井(坡)提升用钢丝绳,按最大静张力计算安全系数。安全系数 m 应符合下列规定:

(1) 专用于提升人员的, $m \geq 9$;

(2) 提升人员又提升物料用的,

提升人员时, $m \geq 9$;

提升物料时, $m \geq 7.5$;

(3) 专用于提升物料的, $m \geq 6.5$ 。

当斜井(坡)倾角较小时,钢丝绳还应作紧急制动的动力安全系数校验。动力安全系数 $m' \geq 2.5 \sim 2.7$ 。

钢丝绳规格和性能见附录 II。

5.2.9 提升容器及钢丝绳的阻力系数

5.2.9.1 提升容器运行阻力系数 f_1

矿车组提升:矿车的轴承为滚动轴承时, $f_1 = 0.01$; 为滑动轴承时, $f_1 = 0.012 \sim 0.015$ 。

台车或箕斗提升:台车或箕斗的轴承为滚动轴承时, $f_1 = 0.01 \sim 0.015$ 。

装载量大时取小值,反之取大值。

5.2.9.2 钢丝绳移动时的摩擦阻力系数 f_2

钢丝绳全部支承在托辊上, $f_2 = 0.15 \sim 0.20$;

钢丝绳局部支承在托辊上, $f_2 = 0.25 \sim 0.40$;

钢丝绳全部在底板或枕木上拖动时, $f_2 = 0.4 \sim 0.6$ 。

5.2.9.3 斜井(坡)提升阻力系数综合计算

斜井(坡)提升阻力系数综合计算见表 1-5-10。

斜井(坡)提升阻力系数综合计算值

表 1-5-10

倾角	A	B	C	D	倾角	A	B	C	D	倾角	A	B	C	D
5°	0.097	0.338	0.077	-0.162	16°	0.285	0.516	0.266	0.036	27°	0.463	0.677	0.445	0.232
5°30'	0.110	0.345	0.086	-0.153	16°30'	0.294	0.528	0.274	0.044	27°30'	0.470	0.684	0.453	0.240
6°	0.115	0.354	0.095	-0.144	17°	0.302	0.531	0.282	0.053	28°	0.478	0.690	0.460	0.248
6°30'	0.123	0.362	0.103	-0.136	17°30'	0.311	0.540	0.292	0.063	28°30'	0.485	0.697	0.468	0.258
7°	0.132	0.370	0.112	-0.126	18°	0.319	0.547	0.300	0.071	29°	0.494	0.704	0.476	0.266
7°30'	0.141	0.376	0.121	-0.118	18°30'	0.327	0.554	0.308	0.080	29°30'	0.501	0.710	0.483	0.274
8°	0.149	0.387	0.129	-0.109	19°	0.336	0.562	0.317	0.090	30°	0.509	0.717	0.491	0.284
8°30'	0.158	0.395	0.138	-0.099	19°30'	0.343	0.570	0.325	0.098	31°	0.524	0.729	0.506	0.301
9°	0.166	0.403	0.146	-0.091	20°	0.351	0.577	0.333	0.107	32°	0.539	0.742	0.522	0.318
9°30'	0.175	0.412	0.155	-0.082	20°30'	0.359	0.584	0.341	0.116	33°	0.553	0.755	0.537	0.335
10°	0.184	0.420	0.164	-0.072	21°	0.368	0.592	0.349	0.125	34°	0.567	0.768	0.551	0.352
10°30'	0.192	0.428	0.172	-0.064	21°30'	0.376	0.599	0.358	0.135	35°	0.582	0.779	0.566	0.369
11°	0.202	0.437	0.181	-0.055	22°	0.384	0.607	0.366	0.143	36°	0.596	0.790	0.580	0.386
11°30'	0.209	0.444	0.189	-0.046	22°30'	0.392	0.614	0.374	0.152	37°	0.610	0.801	0.594	0.403
12°	0.218	0.453	0.198	-0.037	23°	0.400	0.621	0.382	0.161	38°	0.624	0.813	0.608	0.419
12°30'	0.226	0.461	0.206	-0.028	23°30'	0.408	0.627	0.390	0.169	39°	0.637	0.823	0.621	0.435
13°	0.235	0.469	0.215	-0.019	24°	0.416	0.636	0.398	0.179	40°	0.651	0.835	0.635	0.452
13°30'	0.243	0.476	0.223	-0.010	24°30'	0.424	0.643	0.406	0.188	41°	0.664	0.845	0.649	0.467
14°	0.252	0.484	0.232	-0.001	25°	0.432	0.650	0.414	0.197	42°	0.677	0.855	0.662	0.483
14°30'	0.260	0.492	0.240	0.008	25°30'	0.440	0.657	0.422	0.205	43°	0.689	0.865	0.675	0.499
15°	0.269	0.501	0.249	0.018	26°	0.447	0.663	0.429	0.213	44°	0.702	0.875	0.688	0.515
15°30'	0.277	0.508	0.257	0.026	26°30'	0.455	0.670	0.437	0.222	45°	0.714	0.884	0.700	0.530

注:表中 $A = \sin \alpha, +0.01 \cos \alpha$; $B = \sin \alpha, +0.25 \cos \alpha$; $C = \sin \alpha, -0.01 \cos \alpha$; $D = \sin \alpha, -0.25 \cos \alpha$.

5.3 提升容器和斜坡导绳轮

5.3.1 提升容器

5.3.1.1 箕斗

我国使用的斜箕斗有前翻式、后卸式和底卸式三种。前翻式箕斗结构简单、坚固、重量轻,适用于提升重载,地下矿使用较多。但卸载时动荷载大,有自重不平衡现象,卸载曲轨较长,在斜井倾角较小时,装满系数小。后卸式箕斗比前翻式使用范围广,卸载比较平稳,动荷载小,倾角较小时装满系数大。但结构较复杂,设备质量大,卷扬道倾角过大时卸载困难。底卸式箕斗在我国矿山很少使用。

矿山斜箕斗规格性能见表1-5-11。

表 1-5-11

斜 井 斗 提 升 机

斗筒几何容积(m ³)	1.5	2.7	3.8	4.85	6.0	6.45	7.4	8.8	10	15.4	18.5	18.8	30
最大装重量(kg)	3190	4000	4500	6000	10200	6000	8000	12000	14000	15000	25000	36000	50000
外形尺寸 长(mm)	4525	5070	5160	6880	4350	4990	6253	6220	5800	7639	8620	8630	9845
宽(mm)	1714	1470	1662	1700	2210	2100	2008	2300	2870	2500	3180	3820	4290
高(mm)	1280	1280	1507	1600	1710	2107	2146	2300	2116	2790	2764	2795	3595
适用倾角(°)	20	32	27	30	27.5			11~15				9~14	33.5
最大块度(mm)	300	350		400	350	800	600	450	500	800	850	1200	1000
最大牵引力(kN)		39	44	61		98	127		137	177	59	157	
轴距(mm)	900	1100	1300	1400	1710	1800	1800	1700	1770	2000	2400	3000	3320
卸载曲轨轴距(mm)	1600	1296	1496	1600		1940	1840	2100	2430	2360	2990	3600	4020
车轮直径(mm)	350	400	400	450	450	500	500	600	600	600	950	950	
轴距(mm)		2000	2000	1900	2100	2200	2600	3200	4000	3400	5000	3000	
卸载方式	前翻	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸	后卸
箕斗重量(kg)	1840	2696	3574	3480	5100	8100	7700	10240	13205	12900	30350	26500	45000
箕斗图号	OB-011617	CS7	06222	1.8备14		5691	1500	TK385	06431	1461A	车-12	CS1005	2备80
卸载曲轨图号	OB-011625	CS603	06241	1.8±0				TK388					
计量装置图号	OB-011316	CS65		1.8备4									
资料来源	北京有色冶金设计研究院	长沙黑色冶金设计研究院	南昌有色冶金设计研究院	鞍钢公司矿山设计研究院	湖南湘西金矿	水泥设计院	水泥设计院	昆明有色冶金设计研究院	南昌有色冶金设计研究院	水泥设计院	水泥设计院	长沙黑色冶金设计研究院	鞍山黑色冶金设计研究院
使用地点	废石山	湘潭磁矿		瓦房子磁矿	湘西金矿	花城坪石灰石矿	观音山石灰石矿	牟定铜矿		宝盖山石灰石矿等	七峰山石灰石矿等	大宝山铁矿	峰口铁矿
备 注							允许带尾绳			允许带尾绳	可双向牵引	带尾绳	

化工矿山斜箕斗系列型谱列于表1-5-12。

斜箕斗系列型谱表

表 1-5-12

序 号	箕斗 型 号	几何 容积 (m³)	最 大 装 载 量 (kg)	一 般 特 征					适用轨型 (kg/m)	配 套 卸 载 曲 轨 型 号	配 套 计 量 装置型号	
				箕斗 质量 (kg)	装 载 量 (kg)	皮 重 系数	外形尺寸 (mm)					
							长	宽	高			
露 天 型 HBJ 系 列												
1	HBJ14	14	18000	18185	16000	1.20	6950	2540	2770	43	HBJ14(QG)·15、20、25	无
2	HBJ10	10	14000	15640	12000	1.30	5630	2550	2670	43	HBJ10(QG)·15、20、25	
3	HBJ7	7	9010	10975	8190	1.34	5470	2355	2150	38	HBJ7(QG)·15、20、25	
4	HBJ5.5	5.5	7080	7805	6435	1.22	4950	2170	2110	38	HBJ5.5(QG)·15、20、25	
5	HBJ3.5	3.5	4500	5145	4100	1.26	4270	2130	1720	38	HBJ3.5(QG)·15、20、25	
地 下 型 HJJ 系 列												
6	HJJ11.5	11.5	20700	16130	16500	0.92	6770	2310	2470	43	HJJ11.5(QG)·20、25、30、35	HJJ11.5(JL)
7	HJJ8.5	8.5	15600	12800	12240	1.03	5870	2285	2305	43	HJJ8.5(QG)·20、25、30、35	HJJ8.5(JL)
8	HJJ6	6	10800	9352	8640	1.08	5250	2115	1920	38	HJJ6(QG)·20、25、30、35	HJJ6(JL)
9	HJJ4.5	4.5	8100	6928	6480	1.07	4835	1920	1855	38	HJJ4.5(QG)·20、25、30、35	HJJ4.5(JL)
10	HJJ3	3	5400	4477	4230	1.06	3730	1800	1665	38	HJJ3(QG)·20、25、30、35	HJJ3(JL)

注：1. HBJ14(QG)·15、20、25，分别表示斜坡卷扬道倾角为15°、20°、25°时卸载曲轨型号，余者类同。

2. HJJ11.5(QG)·20、25、30、35，分别表示斜井卷扬道倾角为20°、25°、30°、35°时卸载曲轨型号，余者类同。

3. 化工部化工矿山设计研究院设计。

5.3.1.2 矿车

用于矿车组提升的矿车容积，一般为0.5~1.2m³，也有少数矿山选用大容积矿车，如山东黑旺铁矿露天斜坡提升采用3.5m³三点侧卸矿车和5.5m³底卸式矿车，分别用于提升矿石和废石。当斜井（坡）倾角较大，采用矿车组提升方式时，应当考虑矿车在运行中的稳定性，此时以选用固定式矿车为宜。为在上、下部车场内调车方便以及运行安全，一组矿车的车数应尽可能与电机车牵引的车数成倍数关系。考虑到车场布置尺寸不宜过大和矿车运行的稳定性，一组矿车的车数不宜过多，一般为3~5辆。

除此，斜井（坡）提升的车辆，还必须根据矿车联接器和车底架的强度校核矿车组车数。必要时须挂带安全绳。

5.3.1.3 台车

斜坡台车有单层单车式、单层双车式、双层单车式三种形式。其中以单层单车式应用最为广泛。后两种形式的台车应用较少。台车规格见表1-5-13。

台车提升的辅助装置有定位阻车器和摇台。台车阻车器见表1-5-14。

5.3.1.4 斜井人车

我国使用的斜井人车主要有XRC型和SR型两种类型。两者只是安全制动装置抓捕方式不同。前者以插爪插入枕木进行制动，而后者则以抱爪抓捕钢轨进行制动，并对卷

斜坡台车规格

表 1-5-13

名 称		台 车	台 车	单车台车	单车台车	单车台车	台 车	双车台车	双车台车	双车台车
台面尺寸	长(mm)	2000	2000	3000	3000	1600	2000	2150	2000	2810
	宽(mm)	2000	1500	2000	1700	1315	1100	1800	1130	2100
台面轨距(mm)		900	600	600	600	600		600	600	600
倾 角		45°	30°	23°	21°30'	24°	30°	47°	35°30'	32°
轨 距(mm)		900	900	1435	1000	900	600	1000	1100	1300
轮 径(mm)		400	400	400	300	350	300	400	450	450
轴 距(mm)		1500	1500	1900	2000	1690	1300	2250	2400	2200
台面轨道中心间距(mm)								1050	1250	1200
矿车类型				0.55m³ 翻斗车 1t 平板车	0.6m³ 矿 车	0.6m³ 矿 车			0.75m³ 翻斗车	KF- 0.75
一次装载矿车数(辆)		1	1	1	1	1		2	2	2
台车质量(kg)		2285	2285	1312	999	694	570	1460	2111	1802
图 号		4套38	4套38	通用CJ- 102	06018	通用CJ- 821	06417	4套60	通用CJ- 105	通用CJ- 570
资料来源		鞍山矿 山设计院	鞍山矿 山设计院	长沙有 色设计院	南昌有 色设计院	长沙有 色设计院	南昌有 色设计院	鞍山矿 山设计院	长沙有 色设计院	长沙有 色设计院
使用地点					铜陵脚 子山铜矿		福建潘 田铁矿		湖南黄沙 坪铅锌矿	湖南浏 阳铜矿

斜坡台车阻车器规格

表 1-5-14

轨 距 (mm)	使用倾角	台车驶 至阻车 爪前速度 (m/s)	操纵 方式	阻车器 质 量 (kg)	图 号	资 料 来 源	使 用 地 点
1300	32°	0.2	手动	374.4	通用CJ-569	长沙有色冶金设计研究院	湖南黄沙坪铅锌矿
1100	35°, 30'	0.2	手动	585	通用CJ-106		
1435	23°	0.2	手动	335.7	通用CJ-101		
900	35°	0.2	手动	252.5	通用CJ-214		湖南湘东钨矿
900	20°, 22°, 34°, 36°	0.2	手动	162.5	通用CJ-215		
1300	30°	0.2	手动	450	通用CJ-220		
1435	14°, 20°	0.2	手动	233.76 234.08	通用CJ-458		

扬道钢轨的连接有一定的特殊要求。斜井人车规格见表1-5-15。

斜井人车规格

表 1-5-15

型 号		XRC10 -6/6	XRC15 -6/6	XRC15 -7/6	XRC15 -8/6	XRC20 -9/6	SR-16	SR-40	SR-60	XRB15-6/6
轨 距(mm)		600	600	762	900	900	600	600	600, 762, 900	600
载人数(人)		10	15	15	15	20	8	8	15	15
外型尺寸 长×宽×高 (mm)	头 车	4970× 1024×	4970× 1200×	4970× 1200×	4970× 1334×	4970× 1540×	8020× 1054× 1487	8365× 1050×	8600× 1200×	8825× 1100×
	挂 车	1474	1474	1470	1474	1474	3020× 1054× 1477	1558	1604	1510
最大运行速度(m/s)		4								
适用巷道倾斜角度		6°~30°					10°~40°			
适用轨型(kg/m)							15~18	15~18	15~18	18
平面弯曲通过半径 (m)		12					10	11.5	12	11.5
垂直弯曲通过半径 (m)		12					8	10	10	10
容许组列台数		倾角30°以下					2	倾角30°以下		3
		4	4	4	4	3		4	4	
人车质量 (kg)	头 车	1702	1756	1831	1937	1968	1800	2200	2200	2200
	挂 车	1821	1903	1975	2087	2074	1000	1000	1000	1000
制动器抓捕方式		插爪插入枕木					抱爪抓捕钢轨			
制 造 厂		吉林省吉林市矿山机械厂					辽宁营口市盖县矿山机械厂			

5.3.2 斜坡导轮及托辊

5.3.2.1 导轮

(1) 天轮选择见6.2.4节。

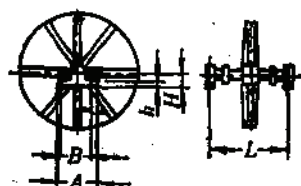
(2) 游动轮选择见5.7.1.3, 游轮规格见表1-5-16。

5.3.2.2 托辊

为避免钢绳与地面和枕木发生摩擦, 减少运行阻力, 卷扬道上应布设托辊, 托辊间距可按下式计算:

游 动 轮 规 格

表 1-5-16



游动轮直径(mm)	游 动 轮 距 离(mm)	允许钢丝绳包角(°)	钢丝绳		尺 寸 (mm)						游 轮 质 量 (kg)	图 号	资料来源	设计日期 (年·月)
			直径 (mm)	最大张力 (kN)	L	A	B	H	h	n × d				
400	460		17		600	220	160	70	35	4 × φ23	64	06061	南昌有色设计院	66.5
500	590		18~23		1120	330	260	180	45	4 × φ26	170	通用 CJ-954	长沙有色设计院	80.9
600	640	1260			1600	240	180	80	35	4 × φ23	144	06108	南昌有色设计院	73.6
800	880	320	30	13~18.5	790		140	80	30	4 × M16	113	CST12-1	长沙矿山设计院	
800	880	500	30	17~21.5	970		160	70	35	4 × M20	127	CST12-2	长沙矿山设计院	
1000	1100	850			1190	400	320	120	55	4 × φ29	800	06332	南昌有色设计院	75
1000	1130	900		24.5	1400	670	500	190	70	4 × φ32	721.6	06497	南昌有色设计院	76.9
1200	1340	1030	135	28	300	1200	270	210		4 × M24	320	标备3	鞍钢设计院	70.1
1250	1370	1000	30	23~30	1530		210	90	45	4 × M24	339	CST14-4	长沙矿山设计院	
1500	1630	890		34	37.45	1300		240			456	机标115	鞍山矿山设计院	
1600	1760	1350	30	28~31	1920		260	100	45	4 × M24	509	CST12-6	长沙矿山设计院	
2000	2170	1500	105	31	57.20	2200	510	430	175	8 × M27	1191	TK0384	昆明有色设计院	69.4

$$S_i \geq \sqrt{\frac{8fS_{\min}}{P_i \cos \alpha_0 g}} \quad (1-5-18)$$

式中 S_i ——托辊间距, m;

f ——钢丝绳下垂度, 可取0.05m;

$S_{\min}$ ——牵引提升钢丝绳的最小张力, N;

P_i ——提升钢丝绳每米质量, kg/m;

α_0 ——卷扬道倾角, (°)。

托辊实际间距一般取8~10m。

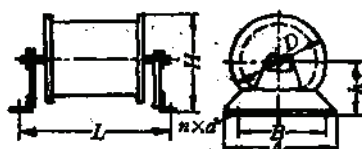
托辊应当惯量小, 耐磨、耐冲击。铸铁托辊惯量大, 又不能承受较大的冲击载荷, 且耐磨性能差。因此, 在提升钢丝绳既粗、绳速又快的卷扬道上, 不宜采用, 而以选用胶衬(或废胶带圈)的滚动轴承的托辊为好。托辊轴和辊子侧端的螺母均不得突出在外, 以免钢丝绳跳出托辊后被卡死。

托辊的布置高度, 在无错车道的卷扬道上, 为防止提升钢丝绳的摆动和弹跳, 在不妨碍提升容器通行的条件下, 尽可能安装高些。而在具有错车道的线路中, 托辊的安装高度则应当低些。

托辊规格见表1-5-17。

托 辊 规 格

表 1-5-17



托筒尺寸 (mm)	直 径 (mm)	尺 寸 (mm)							结构 特征	轴承 结构 型式	质量 (kg)	图 号	资料来源
		L	D	H	h	A	B	n x d					
100	200	21	395	130	135	85	160	100	4 x ϕ 18	铸 铁 滑动	17	标备7	鞍钢设计院
108			490	168	180	96	200	100	4 x ϕ 18	钢结构 滚动	19	通用CJ-342	长沙有色设计院
120			354	150	165	90	100	70	4 x ϕ 18	滚动	16.7	06089	南昌有色设计院
130			418	130	140	50	310	220	4 x ϕ 21	滑动	14	TK0369	昆明有色设计院
140			420		190	105	160	100	4 x ϕ 18	铸 铁 滚动	19	机标146	鞍山矿山设计院
150	600	15~25	436	200	180	80	700	600	4 x ϕ 18	胶 衬 滑动	30	CST(16)-1	长沙矿山设计院
160			430	190	210	115	195	120	4 x ϕ 20	铸 铁 滚动	26.6	矿备轮32	长沙矿山设计院
200			745	200	265	165	180	140	8 x ϕ 18	滚动	98	06334	南昌有色设计院
220		12.5	126	220	160	50	160	110	2 x ϕ 16	滑动	16.8	131197	北京有色设计总院
250		300	480	280	320	180	250	150	4 x ϕ 26	胶 衬 滚动	45.5	QG00	大宝山铁矿
300	250		456	360	380	200	250	200	4 x ϕ 22	胶 衬 滚动	82.3	06333	南昌有色设计院

5.3.2.3 立 辊

立辊主要布置于甩车道和错车道等处,使钢丝绳沿预定的线路通过道岔和弯道。

立辊规格列于表1-5-18。

立 辊 规 格 表

表 1-5-18

立 辊 示 图	直 径 (mm)	尺 寸 (mm)							质 量 (kg)	图 号	资料来源
		A	A ₁	B	B ₁	H	H ₁	n x d			
	108					268	250		79.85	通用CJ-47	长沙有色设计院
	108					320	360		17.8	通用CJ-343	长沙有色设计院
	150					1032	1500		171.75	13079	北京有色设计总院
	200	400	300	650	590	510	320	4 x ϕ 24	90.6	机标73	鞍山矿山设计院
	250	400	300	650	590	560	442		102.2	机标74	鞍山矿山设计院
	110	100		208		199		2 x ϕ 21	15.4	通用CJ-49	长沙有色设计院
	116	140	80	260	210	200	125	4 x ϕ 16	25	01195	北京有色设计总院
	200	350	250	350	250	406	239		92	机标71	鞍山矿山设计院
	250	400	300	400	300	461	264	4 x ϕ 24	128	机标72	鞍山矿山设计院

5.4 矿车组提升计算

5.4.1 设备选择计算

设备选择计算见表1-5-19。

设备选择计算表

表 1-5-19

顺序	计 算 项 目	公 式 、 数 据
1	计算资料	
(1)	工作制度 年工作日数 t_r (d/a) 日工作小时数 t_d (h/d)	
(2)	提 升 量 年运输量 A (t/a) 小时提升量 A_s (t/h)	$A_s = \frac{CA}{t_r t_d}$ C ——不均衡系数, 参见5.2.2
(3)	矿 车 容积 V_r (m^3) 矿车质量 Q_k (kg) 最大装载量 Q_{max} (kg) 有效装载量 Q (kg)	$Q_{max} = \gamma V_r$ $Q = C_m Q_{max}$ γ ——松散矿石密度, kg/m^3 ; C_m ——矿车装满系数。斜井(坡)倾角小于 25° 时, 取 $C_m = 0.8 \sim 0.9$; 倾角为 $25^\circ \sim 30^\circ$ 时, 取 $C_m = 0.8$
(4)	提升井筒或斜坡道长度 L_j (m) 提升井筒或斜坡道倾角 α_s ($^\circ$)	
2	一次提升矿车数计算	
(1)	一次提升循环近似时间 T_j (s) 上部为平车场单钩提升 上部为平车场双钩提升 上部为甩车场单钩提升	$T_j = \frac{2L_{sb}}{v_s} + \frac{2L_x}{v_s} + \frac{2L_j}{v_p} + 2\theta_1$ $T_j = \frac{L_{sb}}{v_s} + \frac{L_x}{v_s} + \frac{L_j}{v_p} + \theta_1$ $T_j = \frac{2L_{sb}}{v_s} + \frac{2L_x}{v_s} + \frac{2L_j}{v_p} + 2(\theta_1 + \theta_2)$ L_{sb} 、 L_x ——分别为上、下车场的长度, 平车场取 $10 \sim 15m$, 甩车场取 $30m$; v_s ——矿车组通过上、下车场时的速度, 通过甩车道及其道岔时, $v_s < 0.5v$ 或 $v_s < 1.5m/s$; 通过平车场时, 自溜或推车机推车取 $v_s < 1.5m/s$, 一般上部平车场采用人力推车, 取 $v_s < 1.0m/s$; θ_1 ——矿车组摘挂钩时间, 见5.2.3.2; θ_2 ——矿车组过道岔时电动机反转换向时间, 取 $\theta_2 = 5s$; $v_p = (0.75 \sim 0.9)v$, 当提升长度小于 $200m$ 时取下限, 当提升长度大于 $600m$ 时取上限; v ——最大提升速度, m/s
(2)	一次提升或下放需要矿车数 n (辆)	$n = \frac{A_s T_j}{3.6Q}$

续表

顺序	计 算 项 目	公 式 、 数 据
(3)	按矿车连接器最大允许牵引力校验一次提升矿车数 n' (辆)	$n' = \frac{F_1}{(Q_{\text{max}} + Q_k)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)g} \geq n$ F_1——矿车连接器的最大许用牵引力, N。
8	钢丝绳选择计算	
(1)	钢丝绳每米质量 P_s (kg/m)	$P_s = \frac{n(Q_{\text{max}} + Q_k)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)}{11 \frac{\sigma}{m} - L'_0(\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)}$ 选取钢丝绳规格, 见附录 II σ——钢丝绳抗拉强度, MPa; m——钢丝绳的安全系数, 见 5.2.3; L'_0——从下部车场矿车摘挂钩点到上部钢丝绳轮间的钢丝绳长度, m 上部调车场为用车场时: $L'_0 = L_1 + L_2 + 1.5\pi L_3 + L_4 + 0.75R_1$ L_1——矿车长度, m; L_2——过卷距离, m, 见 5.2.7.3; R_1——游轮或天轮的半径, m; 上部调车场为平车场时: $L'_0 = L_1 + L_2 + \frac{L_p}{\cos \beta} - R_1 \tan \beta$ L_p——井口至井架导轮中心的水平距离, m, 见 5.7.1.3; β——钢丝绳牵引角, 一般取$\beta < 9^\circ$
(2)	钢丝绳实际安全系数校验	$m' = \frac{Q_p}{[n(Q_{\text{max}} + Q_k)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_s L'_0(\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)]g} \geq m$ Q_p——钢丝绳中钢丝破断拉力总和, N
4	提升机及天轮或游轮选择	
(1)	提升机卷筒直径 D_1 (mm)	地面$D_1 \geq 80d_s$ 坑下$D_1 \geq 60d_s$ d_s——提升钢丝绳直径, mm
(2)	卷筒宽度 B (mm)	单绳缠绕: $B \geq \left[\frac{10^4(L_1 + L_2)}{\pi D_1} + 3 \right] (d_s + s)$ 多绳缠绕: $B \geq \frac{10^4(L_1 + L_2) + (3+4)\pi D_1}{n_s \pi D_1} (d_s + s)$ L_1——提升长度, m, $L_1 = L_2 + L_3$ L_2——试验长度, 取$L_2 = 30m$ s——钢丝绳间隙, $s = 2 \sim 3 \text{ mm}$ n_s——钢丝绳缠绕层数; D_1——钢丝绳的平均缠绕直径, mm; $D_1 = D_2 + (n_s - 1)d_s$ 3——摩擦圈数; 4——4圈, 专供每两个月串动1/4圈钢丝绳之备用圈数
(3)	最大静拉力 F_s (N)	$F_s = [n(Q_{\text{max}} + Q_k)(\sin \alpha_0 \pm f_1 \cos \alpha_0) + P_s L'_0(\sin \alpha_0 \pm f_2 \cos \alpha_0)]g$ 提升时取“+”号, 下放时取“-”号
	最大静拉力差 F_d (N)	单钩提升: $F_d = F_s$ 双钩提升: F_d等于提升侧和下放侧两端静拉力之差

续表

顺序	计 算 项 目	公 式 、 数 据
(4)	选定提升机型号	见5.7.2.1
(5)	天轮或游轮直径的选定	见5.7.1.3
5	预选电动机	
(1)	功率计算	提升重车时, $N' = \frac{K_b F_c v}{1000 \eta}$ 下放重车时, $N' = \frac{K_b F_c v}{1000} \eta$ N' ——预选电动机的功率, kW; K_b ——电动机功率备用系数, 取 $K_b = 1.2$ η ——传动效率, 一级传动取 $\eta = 0.9$, 二级传动取 $\eta = 0.85$
(2)	预选电动机型号、功率	参见附录IV

5.4.2 提升速度图和力图计算

5.4.2.1 提升系统变位质量

1. 矿车组质量 m_k (kg)

单钩提升:

$$m_k = n (Q_{m12} + Q_k) \quad (1-5-19)$$

双钩提升

$$m_k = n (Q_{m12} + 2Q_k) \quad (1-5-20)$$

2. 钢丝绳质量 m_s (kg)

单钩提升

$$m_s = P_s (L'_s + L_{st} + L_m + L_s) \quad (1-5-21)$$

双钩提升

$$m_s = 2P_s (L'_s + L_{st} + L_m + L_s) \quad (1-5-22)$$

$$L_m = 3\pi D_s \quad (1-5-23)$$

式中 L_{st} ——钢丝绳弦长, m, 见5.7.1.4; L_m ——卷筒上缠绕3圈摩擦圈数的钢丝绳长, m; D_s ——卷筒直径, m; L_s ——试验长度, 取 $L_s = 30m$ 。3. 导轮变位质量 m_i (kg)

$$m_i = \sum_{i=1}^{n'} (90 D_i^2) \quad (1-5-24)$$

式中 D_i ——任一导轮的直径, m; n' ——导轮的数量。4. 提升机及减速器转动部分变位质量 m_j (kg)提升机及减速器转动部分变位质量 m_j 由其技术性能查得。5. 电动机转动部分变位质量 m_d (kg)

$$m_d = \frac{(GD^2) \dot{\omega}^2}{g D_i^2} \quad (1-5-25)$$

式中 (GD^2) ——电动机转子飞轮力矩, Nm^2 ;

i ——减速器速比。

6. 提升系统变位质量总和 Σm (kg)

$$\Sigma m = m_k + m_s + m_i + m_j + m_d \quad (1-5-26)$$

5.4.2.2 速度图和力图计算

1. 上、下部调车场为甩车道的单钩提升及下放

1) 重车提升

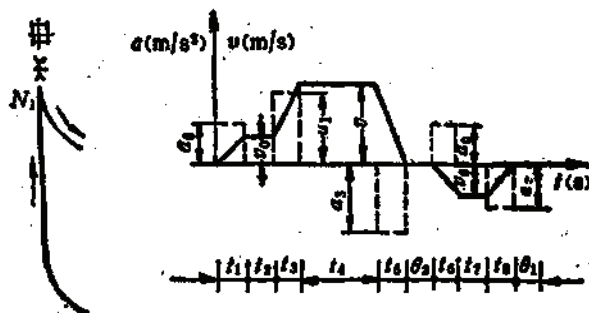


图 1-5-1 单钩矿车组提升速度图(一)

(1) 速度图计算

速度图计算见表1-5-20。

速度图计算表

表 1-5-20

顺序	计算项目	公 式、数 据
重车组沿下部甩车道爬行提升		
1	启动加速时间 t_1 (s)	$t_1 = v_0 / a_0$ v_0 ——矿车组沿甩车道运行速度, 取 $v_0 \leq 0.5v$ 或 $v_0 \leq 1.5 \text{ m/s}$; a_0 ——矿车组在甩车道上启动时加速度, 取 $a_0 \leq 0.3 \text{ m/s}^2$
2	启动加速距离 L_1 (m)	$L_1 = \frac{1}{2} v_0 t_1 = \frac{1}{2} a_0 t_1^2$
3	等速爬行距离 L_2 (m)	$L_2 = L_x - L_1$
4	等速爬行时间 t_2 (s)	$t_2 = L_2 / v_0$
重车组沿卷扬道提升		
5	加速运行时间 t_3 (s)	$t_3 = \frac{v - v_0}{a_1}$ a_1 ——矿车组在卷扬道加速运行的加速度, 取 $a_1 \leq 0.5 \text{ m/s}^2$
6	加速运行距离 L_3 (m)	$L_3 = \frac{v + v_0}{2} t_3$
7	减速运行时间 t_4 (s)	$t_4 = v / a_2$ a_2 ——矿车组在卷扬道减速运行的减速度, 取 $a_2 \leq 0.5 \text{ m/s}^2$
8	减速运行距离 L_4 (m)	$L_4 = \frac{1}{2} v t_4$
9	等速运行距离 L_5 (m)	$L_5 = L_y - L_3 - L_4$
10	等速运行时间 t_5 (s)	$t_5 = L_5 / v$

续表

顺序	计算项目	公 式、数 据
11	起动加速时间 $t_1(s)$	重车组过道岔 N_1 后沿上部甩车道下行 $t_1 = v_0/a_1$
12	起动加速距离 $L_1(m)$	$L_1 = \frac{1}{2}v_0 t_1 = \frac{1}{2}a_1 t_1^2$
13	制动减速时间 $t_2(s)$	$t_2 = v_0/a_2$ a_2 ——矿车组在甩车道上进行制动时的减速度,取 $a_2 \leq 0.3m/s^2$
14	制动减速距离 $L_2(m)$	$L_2 = \frac{1}{2}v_0 t_2 = \frac{1}{2}a_2 t_2^2$
15	等速爬行距离 $L_3(m)$	$L_3 = L_{\text{道}} - L_1 - L_2$
16	等速爬行时间 $t_3(s)$	$t_3 = L_3/v_0$
17	一次纯运行时间 $T_1(s)$	矿车组一次提升循环时间 T 及小时提升次数 $T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8$
18	一次提升循环时间 $T(s)$	$T = 2(T_1 + \theta_1 + \theta_2)$
19	小时提升次数 $n_h(\text{次})$	$n_h = 3600/T$

(2) 力图计算

力图计算见表1-5-21。

力 图 计 算 表

表 1-5-21

顺序	计算项目	公 式、数 据
重车组沿下部甩车道上行		
1	t_1 阶段开始	$F_1 = K\pi(Q_{\text{max}} + Q_k)(\sin\alpha_1 + f_1 \cos\alpha_1)g + P_0(L_1 + 1.5nL_0 + L_2)(\sin\alpha_1 + f_1 \cos\alpha_1)g + \Sigma m a_1$ K ——阻力系数,取 $K=1.1$; α_1 ——下部甩车场倾角(°)
2	t_1 阶段終了	$F'_1 = F_1 - P_0 L_1 (\sin\alpha_1 + f_1 \cos\alpha_1)g$
3	t_2 阶段开始	$F_2 = F'_1 - \Sigma m a_2$
重车组沿卷扬道上行		
4	t_2 阶段終了	$F'_2 = K\pi(Q_{\text{max}} + Q_k)(\sin\alpha_2 + f_2 \cos\alpha_2)g + P_0(L_2 + 1.5nL_0 + L_3 - L_1 - L_2) \times (\sin\alpha_2 + f_2 \cos\alpha_2)g$
5	t_3 阶段开始	$F_3 = F'_2 + \Sigma m a_3$
6	t_3 阶段終了	$F'_3 = F_3 - P_0 L_3 (\sin\alpha_3 + f_3 \cos\alpha_3)g$
7	t_4 阶段开始	$F_4 = F'_3 - \Sigma m a_4$
8	t_4 阶段終了	$F'_4 = F_4 - P_0 L_4 (\sin\alpha_4 + f_4 \cos\alpha_4)g$
9	t_5 阶段开始	$F_5 = F'_4 - \Sigma m a_5$
10	t_5 阶段終了	$F'_5 = K\pi(Q_{\text{max}} + Q_k)(\sin\alpha'_5 + f_5 \cos\alpha'_5)g + P_0(1.5nL_0 + L_5)(\sin\alpha'_5 + f_5 \cos\alpha'_5)g - \Sigma m a_5$ α'_5 ——卷扬道井口部分倾角(°)
重车组沿上部甩车道下行		
11	t_6 阶段开始	$F_6 = -[n(Q_{\text{max}} + Q_k)(\sin\alpha'_6 - f_6 \cos\alpha'_6) + P_0(1.5nL_0 + L_5)(\sin\alpha'_6 - f_6 \cos\alpha'_6)]g + \Sigma m a_6$
12	t_6 阶段終了	$F'_6 = -[n(Q_{\text{max}} + Q_k)(\sin\alpha_6 - f_6 \cos\alpha_6) + P_0(1.5nL_0 + L_5 + L_6)(\sin\alpha_6 - f_6 \cos\alpha_6)]g + \Sigma m a_6$ α_6 ——上部甩车道倾角(°)

续表

顺序	计算项目	公式、数据
13	t_7 阶段开始	$F_7 = F'_7 - \Sigma m a_7$
14	t_7 阶段終了	$F'_7 = F_7 - P_7 L_7 (\sin \alpha_7 - f_7 \cos \alpha_7) g$
15	t_8 阶段开始	$F_8 = F'_8 - \Sigma m a_8$
16	t_8 阶段終了	$F'_8 = F_8 - P_8 L_8 (\sin \alpha_8 - f_8 \cos \alpha_8) g$

注：表中各力的单位为N。

2) 重车下放

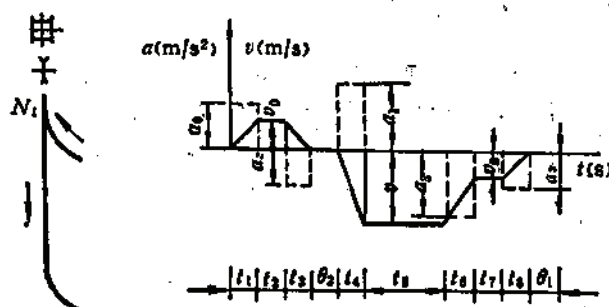


图 1-5-2 单钩矿车组下放速度图(一)

(1) 速度图计算

速度图计算见表1-5-22。

速度图计算表

表 1-5-22

顺序	计算项目	公式、数据	顺序	计算项目	公式、数据
重车组沿上部甩车道上行					
1	起动加速时间 t_1 (s)	$t_1 = v_0 / a_0$	11	等速运行距离 L_1 (m)	$L_1 = L_7 - L_6 - L_5$
2	起动加速距离 L_1 (m)	$L_1 = \frac{1}{2} v_0 t_1 = \frac{1}{2} a_0 t_1^2$	12	等速运行时间 t_1 (s)	$t_1 = L_1 / v_0$
3	制动减速时间 t_2 (s)	$t_2 = v_0 / a_2$	重车组沿下部甩车道下行		
4	制动减速距离 L_2 (m)	$L_2 = \frac{1}{2} v_0 t_2 = \frac{1}{2} a_2 t_2^2$	13	制动减速时间 t_2 (s)	$t_2 = v_0 / a_2$
5	等速爬行距离 L_3 (m)	$L_3 = L_{6,8} - L_1 - L_2$	14	制动减速距离 L_4 (m)	$L_4 = \frac{1}{2} v_0 t_4 = \frac{1}{2} a_4 t_4^2$
6	等速爬行时间 t_3 (s)	$t_3 = L_3 / v_0$	15	等速爬行距离 L_7 (m)	$L_7 = L_8 - L_4$
重车越过道岔 N_1 后沿卷扬道下行					
7	加速运行时间 t_4 (s)	$t_4 = v / a_1$	16	等速爬行时间 t_7 (s)	$t_7 = L_7 / v_0$
8	加速运行距离 L_4 (m)	$L_4 = \frac{1}{2} v t_4 = \frac{1}{2} a_1 t_4^2$	一次提升循环时间和小时提升次数		
9	减速运行时间 t_5 (s)	$t_5 = \frac{v - v_0}{a_3}$	17	一次纯运行时间 T_1 (s)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$
10	减速运行距离 L_5 (m)	$L_5 = \frac{1}{2} (v + v_0) t_5$	18	一次提升循环时间 T (s)	$T = 2(T_1 + t_6 + t_7)$
			19	小时提升次数 n (次/h)	$n = 3600 / T$

(2) 力图计算

力图计算见表1-5-23。

力 图 计 算 表

表 1-5-23

顺 序	计算项目	公 式、数 据
重车组沿上部甩车道上行		
1	t_1 阶段开始	$F_1 = Kn(Q_{max} + Q_s)(\sin\alpha_1 + f_1 \cos\alpha_1)g + P_s(1.5nL_s + L_s + L_{s1}) \times (\sin\alpha_1 + f_2 \cos\alpha_1)g + \Sigma ma_1$
2	t_1 阶段終了	$F'_1 = F_1 - P_s L_1 (\sin\alpha_1 + f_2 \cos\alpha_1)g$
3	t_2 阶段开始	$F_2 = F'_1 - \Sigma ma_1$
4	t_2 阶段終了	$F'_2 = F_2 - P_s L_2 (\sin\alpha_1 + f_2 \cos\alpha_1)g$
5	t_3 阶段开始	$F_3 = F'_2 - \Sigma ma_1$
6	t_3 阶段終了	$F'_3 = Kn(Q_{max} + Q_s)(\sin\alpha'_1 + f_1 \cos\alpha'_1)g + P_s(1.5nL_s + L_s) (\sin\alpha'_1 + f_2 \cos\alpha'_1)g - \Sigma ma_1$ α'_1 ——卷扬道井口部分倾角, (°).
重车组越过道岔 N_1 后, 沿卷扬道下行		
7	t_4 阶段开始	$F_4 = -[n(Q_{max} + Q_s)(\sin\alpha'_1 - f_1 \cos\alpha'_1) + P_s(1.5nL_s + L_s) \times (\sin\alpha'_1 - f_2 \cos\alpha'_1)]g + \Sigma ma_1$
8	t_4 阶段終了	$F'_4 = F_4 - P_s L_1 (\sin\alpha'_1 - f_2 \cos\alpha'_1)g$
9	t_5 阶段开始	$F_5 = F'_4 - \Sigma ma_1$
10	t_5 阶段終了	$F'_5 = F_5 - P_s L_2 (\sin\alpha'_1 - f_2 \cos\alpha'_1)g$
11	t_6 阶段开始	$F_6 = F'_5 - \Sigma ma_1$
12	t_6 阶段終了	$F'_6 = F_6 - P_s L_3 (\sin\alpha'_1 - f_2 \cos\alpha'_1)g$
13	t_7 阶段开始	$F_7 = F'_6 + \Sigma ma_1$
重车组沿下部甩车道爬行下放		
14	t_7 阶段終了	$F'_7 = -[n(Q_{max} + Q_s)(\sin\alpha_1 - f_1 \cos\alpha_1) + P_s(1.5nL_s + L_s + L_{s1} + L_{s2} + L_{s3})(\sin\alpha_1 - f_2 \cos\alpha_1)]g$
15	t_8 阶段开始	$F_8 = F'_7 - \Sigma ma_1$
16	t_8 阶段終了	$F'_8 = F_8 - P_s L_4 (\sin\alpha_1 - f_2 \cos\alpha_1)g$

注: 表中各力的单位为N。

2. 上、下部调车场均为平车场的单钩提升及下放

1) 重车提升

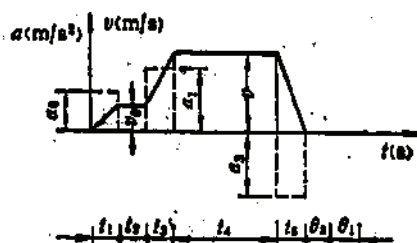


图 1-5-3 单钩矿车组提升速度图(二)

(1) 速度图计算

速度图计算见表1-5-24。

速度图计算表

表 1-5-24

顺序	计算项目	公式、数据	顺序	计算项目	公式、数据
重车组沿下部平车场上行					
1	起动加速时间 t_1 (s)	$t_1 = v_0/a_1$	8	减速运行距离 L_5 (m)	$L_5 = \frac{1}{2} v t_5$
2	起动加速距离 L_1 (m)	$L_1 = \frac{1}{2} v_0 t_1 = \frac{1}{2} a_1 t_1^2$	9	等速运行距离 L_4 (m)	$L_4 = L_2 - L_1 - L_5$
3	等速爬行距离 L_2 (m)	$L_2 = L_x - L_1$	10	等速运行时间 t_4 (s)	$t_4 = L_4/v$
4	等速爬行时间 t_2 (s)	$t_2 = L_2/v_0$	11	重车组由人力推车沿上部地面平车场的运行时间 θ_1 (s)	$\theta_1 = L_{00}/v_0$
重车组沿卷扬道上行					
5	加速运行时间 t_3 (s)	$t_3 = (v - v_0)/a_1$	矿车组一次提升循环时间和小时提升次数		
6	加速运行距离 L_3 (m)	$L_3 = \frac{1}{2} (v + v_0) t_3$	12	一次运行时间 T_1 (s)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$
7	减速运行时间 t_5 (s)	$t_5 = v/a_2$	13	一次提升循环时间 T (s)	$T = 2(T_1 + \theta_1 + \theta_2)$
			14	小时提升次数 n (次)	$n = 3600/T$

(2) 力图计算

力图计算见表1-5-25。

力图计算表

表 1-5-25

顺序	计算项目	公式、数据
重车组沿下部平车场上行		
1	t_1 阶段开始	$F_1 = Kn(Q_{max} + Q_0)(\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1)g + P_0(L_2 + L_1) \times (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1)g + \sum m a_1$
2	t_1 阶段終了	$F'_1 = F_1 - P_0 L_1 (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1)g$
3	t_2 阶段开始	$F_2 = F'_1 - \sum m a_1$
重车组沿卷扬道上行		
4	t_3 阶段終了	$F'_2 = Kn(Q_{max} + Q_0)(\sin \alpha_2 + f_2 \cos \alpha_2)g + P_0 L_3 (\sin \alpha_2 + f_2 \cos \alpha_2)g$
5	t_3 阶段开始	$F_3 = F'_2 + \sum m a_1$
6	t_3 阶段終了	$F'_3 = F_3 - P_0 L_2 (\sin \alpha_2 + f_2 \cos \alpha_2)g$
7	t_4 阶段开始	$F_4 = F'_3 - \sum m a_1$
8	t_4 阶段終了	$F'_4 = F_4 - P_0 L_4 (\sin \alpha_2 + f_2 \cos \alpha_2)g$
9	t_5 阶段开始	$F_5 = F'_4 - \sum m a_2$
10	t_5 阶段終了	$F'_5 = Kn(Q_{max} + Q_0)(\sin \alpha_2 + f_2 \cos \alpha_2)g - \sum m a_2$

注：表中各力的单位为N。

2) 重车下放

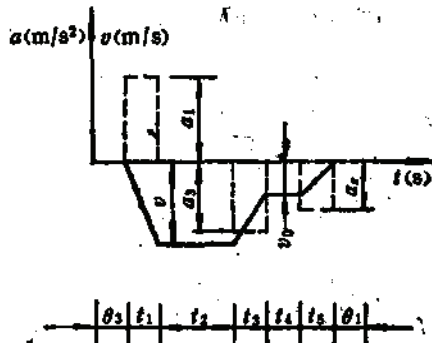


图 1-5-4 单钩矿车组下放速度图(二)

速度图计算见表1-5-28。

速度图计算表

表 1-5-28

顺序	计算项目	公式、数据	顺序	计算项目	公式、数据
	重车组沿下部平车场上行, 空车组沿上部平车场下行		9	等速运行距离 L_3 (m)	$L_3 = L_1 - L_2 - L_4$
1	启动加速时间 t_1 (s)	$t_1 = v_1/a_1$	10	等速运行时间 t_3 (s)	$t_3 = L_3/v$
2	启动加速距离 L_1 (m)	$L_1 = \frac{1}{2} v_1 t_1 = \frac{1}{2} a_1 t_1^2$		重车组沿上部平车场上行, 空车组沿下部平车场下行	
3	等速爬行距离 L_2 (m)	$L_2 = L_1 - L_1$	11	制动减速时间 t_4 (s)	$t_4 = v_1/a_2$
4	等速爬行时间 t_2 (s)	$t_2 = L_2/v$	12	制动减速距离 L_4 (m)	$L_4 = \frac{1}{2} v_1 t_4 = \frac{1}{2} a_2 t_4^2$
	重、空车组分别沿卷扬道上行和下行		13	等速运行距离 L_5 (m)	$L_5 = L_2 - L_4$
5	加速运行时间 t_5 (s)	$t_5 = (v - v_1)/a_1$	14	等速运行时间 t_5 (s)	$t_5 = L_5/v$
6	加速运行距离 L_3 (m)	$L_3 = \frac{1}{2} (v + v_1) t_5$		矿车组一次提升时间和小时提升次数	
7	减速运行时间 t_6 (s)	$t_6 = (v - v_1)/a_2$	15	一次纯运行时间 T_1 (s)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6$
8	减速运行距离 L_4 (m)	$L_4 = \frac{1}{2} (v + v_1) t_6$	16	一次提升循环时间 T (s)	$T = T_1 + \theta$
			17	小时提升次数 n (次/h)	$n = 3600/T$

2) 力图计算

力图计算见表1-5-29。

力图计算表

表 1-5-29

顺序	计算项目	公式、数据
	重车组沿下部平车场上行, 空车组沿上部平车场下行	
1	t_1 阶段开始	$F_1 = n(KQ_{max} + Q_0)(\sin\alpha_1 + f_1 \cos\alpha_1)g - nQ_0(\sin\alpha_1 - f_1 \cos\alpha_1)g + P_1$ $(L_1 + L_2 + L_3 + L_4)(\sin\alpha_1 + f_1 \cos\alpha_1)g + \Sigma m a_1$
2	t_1 阶段終了	$F'_1 = F_1 - 2P_1 L_1 \sin\alpha_1 g$
3	t_2 阶段开始	$F_2 = F'_1 - \Sigma m a_1$
	重、空车组分别沿卷扬道上行和下行	
4	t_2 阶段終了	$F'_2 = n(KQ_{max} + Q_0)(\sin\alpha_2 + f_2 \cos\alpha_2)g - nQ_0(\sin\alpha_2 - f_2 \cos\alpha_2)g + P_2 L_2$ $(\sin\alpha_2 + f_2 \cos\alpha_2)g + 2P_2(L_1 + L_2)f_1 \cos\alpha_1 g$
5	t_3 阶段开始	$F_3 = F'_2 + \Sigma m a_1$
6	t_3 阶段終了	$F'_3 = F_3 - 2P_2 L_2 \sin\alpha_2 g$
7	t_4 阶段开始	$F_4 = F'_3 - \Sigma m a_1$
8	t_4 阶段終了	$F'_4 = F_4 - 2P_2 L_2 \sin\alpha_2 g$
9	t_5 阶段开始	$F_5 = F'_4 - \Sigma m a_1$
10	t_5 阶段終了	$F'_5 = n(KQ_{max} + Q_0)(\sin\alpha_1 + f_1 \cos\alpha_1)g - nQ_0(\sin\alpha_1 - f_1 \cos\alpha_1)g$ $- P_2 L_2 (\sin\alpha_1 - f_1 \cos\alpha_1)g + 2P_2(L_2 + L_4)(\sin\alpha_1 - f_1 \cos\alpha_1)g - \Sigma m a_1$
	重车组沿上部平车场上行, 空车组沿下部平车场下行	
11	F_6 阶段开始	$F_6 = n(KQ_{max} + Q_0)(\sin\alpha_1 + f_1 \cos\alpha_1)g - nQ_0(\sin\alpha_1 - f_1 \cos\alpha_1)g$ $- P_2 L_2 (\sin\alpha_1 - f_1 \cos\alpha_1)g + 2P_2(L_2 + L_4)f_1 \cos\alpha_1 g$
12	F_6 阶段終了	$F'_6 = F_6 - 2P_2 L_2 \sin\alpha_1 g$
13	F_7 阶段开始	$F_7 = F'_6 - \Sigma m a_1$
14	F_7 阶段終了	$F'_7 = F_7 - 2P_2 L_2 \sin\alpha_1 g$

注: 表中各力的单位为N。

上述各表格的速度图和力图的计算, 均以上、下部车场的布置完全一样作为条件而推导。若仅将下部车场形式改变, 这些公式仍能适用。空车组和人员的提升或下放, 可按上述表格公式类推计算。

5.4.3 电动机功率及电耗计算

提升机电机功率及电耗计算见表1-5-30。

矿车组提升电动机功率及电耗计算

表 1-5-30

提升方式	单 钩 提 升 及 下 放				双 钩 提 升
上、下车场形式	甩 车 道		平 车 场		平 车 场
速度图阶段数	八 阶 段		五 阶 段		七 阶 段
重车组运行方向	提 升	下 放	提 升	下 放	提 升
等 效 功 率	$\Sigma F_1 t = A + B + C + D + E + F + G + H$		$\Sigma F_1 t = A + B + C + D + E$		$\Sigma F_1 t = A + B + C + D + E + F + G$
	$A = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_1$	$A = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_1$	$A = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_1$		$A = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_1$
	$B = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_2$	$B = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_2$	$B = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_2$		$B = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_2$
	$C = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_3$	$C = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_3$	$C = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_3$		$C = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_3$
	$D = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_4$	$D = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_4$	$D = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_4$		$D = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_4$
	$E = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_5$	$E = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_5$	$E = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_5$		$E = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_5$
	$F = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_6$	$F = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_6$			$F = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_6$
	$G = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_2'}{3} \cdot t_7$	$G = \frac{F_1 + F_2 + F_1' + F_1'}{3} \cdot t_7$			$G = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_7$
计 算	$H = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_8$		$H = \frac{F_1 + F_1'}{2} \cdot t_8$		
	$T_x = \frac{1}{2} (t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8) + t_9 + \frac{1}{3} (\theta_1 + \theta_2)$	$T_x = \frac{1}{2} (t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8) + \frac{1}{3} (\theta_1 + \theta_2)$	$T_x = \frac{1}{2} (t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6) + \frac{1}{3} (\theta_1 + \theta_2)$	$T_x = \frac{1}{2} (t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6) + \frac{1}{3} (\theta_1 + \theta_2)$	$T_x = \frac{1}{2} (t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7) + t_8 + \frac{1}{3} \theta_1$
等效力	$F_x(N) = \frac{\Sigma F_1 t}{T_x}$				
等效功率	$\frac{F_x v}{1000 \eta}$	$\frac{1.05 F_x v}{1000} \eta$	$\frac{F_x v}{1000 \eta}$	$\frac{1.05 F_x v}{1000} \eta$	$\frac{F_x v}{1000 \eta}$

续表

提升方式		单钩提升及下放				双钩提升
上、下车场形式		甩 车 道		平 车 场		平 车 场
速度图阶段数		八 阶 段		五 阶 段		七 阶 段
重车组运行方向		提 升	下 放	提 升	下 放	提 升
电动机选择	型 号	电 动 机 选 型 见 附 录 IV				
	功率 N_e .(kW)	$N_e \geq N_s$				
	额定出力 F_s .(N)	$\frac{1000N_s}{v} \eta$	$\frac{1000N_s}{v \eta}$	$\frac{1000N_s}{v} \eta$	$\frac{1000N_s}{v \eta}$	$\frac{1000N_s}{v} \eta$
电动机过载系数 λ' 校验		$\lambda' = \frac{F_{max}}{F_s} \leq 0.85 \lambda$; 式中 F_{max} ——力图中最大值, $N_s \lambda$ ——电动机过载系数				
电能年消耗量 E (kW·h/a)		$E = \frac{v[(\sum Ft)_{\text{重}} + (\sum Ft)_{\text{空}}] t_s t_n}{1000 \times 3600 \eta_d \eta_m}$ 式中 η_d——电动机效率; η_m——电网效率, 取$\eta_m = 0.95$				
		$(\sum Ft)_{\text{重}}$——重车组提升时各阶段拖动力平均值与阶段时间乘积之和 $(\sum Ft)_{\text{重}} = \frac{F_1 + F'_1}{2} t_1 + \frac{F_2 + F'_2}{2} t_2 + \frac{F_3 + F'_3}{2} t_3 + \frac{F_4 + F'_4}{2} t_4 + \frac{F_5 + F'_5}{2} t_5 + \frac{F_6 + F'_6}{2} t_6 + \frac{F_7 + F'_7}{2} t_7 + \frac{F_8 + F'_8}{2} t_8$ $(\sum Ft)_{\text{空}}$——空车组下放时各阶段拖动力平均值与阶段时间乘积之和 $(\sum Ft)_{\text{空}} = \frac{F_1 + F'_1}{2} t_1 + \frac{F_2 + F'_2}{2} t_2 + \frac{F_3 + F'_3}{2} t_3 + \frac{F_4 + F'_4}{2} t_4 + \frac{F_5 + F'_5}{2} t_5 + \frac{F_6 + F'_6}{2} t_6 + \frac{F_7 + F'_7}{2} t_7 + \frac{F_8 + F'_8}{2} t_8$	$(\sum Ft)_{\text{重}}$——重车组提升时各阶段拖动力平均值与阶段时间乘积之和 $(\sum Ft)_{\text{重}} = \frac{F_1 + F'_1}{2} t_1 + \frac{F_2 + F'_2}{2} t_2 + \frac{F_3 + F'_3}{2} t_3 + \frac{F_4 + F'_4}{2} t_4 + \frac{F_5 + F'_5}{2} t_5 + \frac{F_6 + F'_6}{2} t_6 + \frac{F_7 + F'_7}{2} t_7 + \frac{F_8 + F'_8}{2} t_8$ $(\sum Ft)_{\text{空}}$——空车组下放时各阶段拖动力平均值与阶段时间乘积之和 $(\sum Ft)_{\text{空}} = \frac{F_1 + F'_1}{2} t_1 + \frac{F_2 + F'_2}{2} t_2 + \frac{F_3 + F'_3}{2} t_3 + \frac{F_4 + F'_4}{2} t_4 + \frac{F_5 + F'_5}{2} t_5 + \frac{F_6 + F'_6}{2} t_6 + \frac{F_7 + F'_7}{2} t_7 + \frac{F_8 + F'_8}{2} t_8$	$(\sum Ft)_{\text{重}}$——重车组提升时各阶段拖动力平均值与阶段时间乘积之和 $(\sum Ft)_{\text{重}} = \frac{F_1 + F'_1}{2} t_1 + \frac{F_2 + F'_2}{2} t_2 + \frac{F_3 + F'_3}{2} t_3 + \frac{F_4 + F'_4}{2} t_4 + \frac{F_5 + F'_5}{2} t_5 + \frac{F_6 + F'_6}{2} t_6 + \frac{F_7 + F'_7}{2} t_7 + \frac{F_8 + F'_8}{2} t_8$ $(\sum Ft)_{\text{空}}$——空车组提升时各阶段拖动力平均值与阶段时间乘积之和 $(\sum Ft)_{\text{空}} = \frac{F_1 + F'_1}{2} t_1 + \frac{F_2 + F'_2}{2} t_2 + \frac{F_3 + F'_3}{2} t_3 + \frac{F_4 + F'_4}{2} t_4 + \frac{F_5 + F'_5}{2} t_5 + \frac{F_6 + F'_6}{2} t_6 + \frac{F_7 + F'_7}{2} t_7 + \frac{F_8 + F'_8}{2} t_8$	$(\sum Ft)_{\text{重}}$——重车组提升时各阶段拖动力平均值与阶段时间乘积之和 $(\sum Ft)_{\text{重}} = \frac{F_1 + F'_1}{2} t_1 + \frac{F_2 + F'_2}{2} t_2 + \frac{F_3 + F'_3}{2} t_3 + \frac{F_4 + F'_4}{2} t_4 + \frac{F_5 + F'_5}{2} t_5 + \frac{F_6 + F'_6}{2} t_6 + \frac{F_7 + F'_7}{2} t_7 + \frac{F_8 + F'_8}{2} t_8$ $(\sum Ft)_{\text{空}}$——空车组提升时各阶段拖动力平均值与阶段时间乘积之和 $(\sum Ft)_{\text{空}} = \frac{F_1 + F'_1}{2} t_1 + \frac{F_2 + F'_2}{2} t_2 + \frac{F_3 + F'_3}{2} t_3 + \frac{F_4 + F'_4}{2} t_4 + \frac{F_5 + F'_5}{2} t_5 + \frac{F_6 + F'_6}{2} t_6 + \frac{F_7 + F'_7}{2} t_7 + \frac{F_8 + F'_8}{2} t_8$	
每吨矿石电能消耗 E' (kW·h/t)		$E' = \frac{E}{A}$				

注: 等效力和电耗计算, 须注意如下几点

- (1) 重车提升的减速阶段采用自由滑行、机械制动及重车带闸下放的各运行阶段不应计入。所对应的阶段时间, 在参与等效时间计算时, 应改为乘以 1/3。
- (2) 采用动力制动的运行阶段, 此阶段开始和终止的拖动力应分别乘以 1.4 和 1.6。
- (3) 重车提升减速阶段全力不参加计算。若此阶段开始的拖动力 F_i 是正力, 而终止 F'_i 是负力, 并采用机械制动时, 则此阶段的 $F'_i t_i$ 为 $\frac{F_i^2}{2(F_i + F'_i)} t_i$ 参加等效力计算和 $F_i t_i$ 为 $\frac{F_i^2}{F_i + F'_i} t_i$ 参加电耗计算。
- (4) 重车组下放采用发电制动的等速运行阶段, 不计入电耗计算。

5.4.4 矿车组提升时间平衡计算

矿车组提升时间的平衡计算见表1-5-31。

矿车组提升能力概算见表1-5-32。

提升时间平衡表

表 1-5-31

顺 序	计 算 项 目	公 式
1	矿石提升作业时间 t_h (h/d)	$t_h = \frac{CA}{t_p n_p n Q}$
2	废石提升作业时间 t_f (h/d)	t_f 根据已知条件计算确定
3	人员升降作业时间 t_r (h/d)	t_r 根据已知条件计算确定
4	材料提升作业时间 t_m (h/d)	t_m 根据已知条件计算确定
5	其他辅助作业时间 t_u (h/d)	t_u 根据已知条件计算确定
6	其他作业时间 t_g (h/d)	t_g 根据已知条件计算确定
7	总作业时间 T (h/d)	$T = t_h + t_f + t_r + t_m + t_u + t_g$

矿车组提升能力概算表

表 1-5-32

提升 斜长 (m)	倾角 (°)	矿车容积 (m³)	单 钩 提 升					双 钩 提 升				
			提 升 机 型 号					提 升 机 型 号				
			JTK-1.2 型		JTK-1.6 型			2JTK-1.2 型		2JTK-1.6 型		
			提 升 速 度 (m/s)					提 升 速 度 (m/s)				
			1.84	2.5	2.45	3.06	4.00	1.84	2.5	2.45	3.06	4.00
100	15	0.5	71/6	80/6	133/10	142/10	151/10	99/4	112/4	187/6	179/6	191/6
		0.7	83/5	93/5	130/7	139/7	148/7	104/3	117/3	194/5	209/5	223/5
	20	0.5	59/5	67/5	93/7	99/7	106/7	74/3	84/3	139/5	149/5	159/5
		0.7	50/3	56/3	93/5	99/5	106/5	69/2	78/2	155/4	167/4	178/4
	25	0.5	42/4	47/4	71/6	76/6	81/6	44/2	50/2	99/4	106/4	113/4
		0.7	44/3	50/3	65/4	70/4	76/4	62/2	70/2	104/3	111/3	119/3
	30	0.5	32/3	36/3	59/5	63/5	67/5	44/2	50/2	74/3	80/3	85/3
		0.7	30/2	33/2	66/4	71/4	75/4	31/1	35/1	69/2	72/2	79/2
150	15	0.5	58/6	68/6	101/9	110/9	120/9	80/4	93/4	140/6	153/6	163/6
		0.7	68/5	79/5	110/7	120/7	131/7	85/3	99/3	162/5	179/5	196/5
	20	0.5	49/5	56/5	78/7	86/7	93/7	60/3	70/3	116/5	128/5	140/5
		0.7	41/3	47/3	78/5	86/5	93/5	56/2	65/2	98/3	107/3	118/3
	25	0.5	35/4	40/4	56/6	65/6	71/6	36/2	42/2	83/4	91/4	100/4
		0.7	36/3	42/3	55/4	61/4	66/4	50/2	58/2	87/3	95/3	105/3
	30	0.5	26/3	30/3	50/5	54/5	59/5	36/2	42/2	62/3	69/3	75/3
		0.7	24/2	28/2	41/3	46/3	50/3	25/1	29/1	58/2	62/2	70/2

续表

提升 斜长 (m)	倾角 (°)	矿车容积 (m³)	单 钩 提 升					双 钩 提 升				
			提 升 机 型 号					提 升 机 型 号				
			JTK-1.2 型		JTK-1.6 型			2JTK-1.2 型		2JTK-1.6 型		
			提 升 速 度 (m/s)					提 升 速 度 (m/s)				
			1.84	2.5	2.45	3.08	4.00	1.84	2.5	2.45	3.08	4.00
200	15	0.5	49/6	59/6	87/9	97/9	108/9	68/4	76/4	120/6	134/6	150/6
		0.7	46/4	55/4	95/7	106/7	117/7	71/3	84/3	140/5	157/5	175/5
	20	0.5	33/4	39/4	68/7	75/7	84/7	51/3	61/3	100/5	112/5	126/5
		0.7	35/3	41/3	68/5	75/5	84/5	47/2	56/2	84/3	94/3	105/3
	25	0.5	29/4	35/4	52/6	57/6	64/6	30/2	36/2	71/4	79/4	89/4
		0.7	20/2	24/2	48/4	53/4	59/4	42/2	50/2	74/3	83/3	92/3
	30	0.5	22/3	26/3	43/5	48/5	53/5	30/2	36/2	53/3	59/3	66/3
		0.7	20/2	24/2	36/3	40/3	44/3	21/1	25/1	50/2	56/2	63/2
250	15	0.5	43/6	52/6	77/9	85/9	98/9	59/4	72/4	105/6	119/6	135/6
		0.7	40/4	48/4	83/7	94/7	106/7	61/3	74/3	98/4	111/4	126/4
	20	0.5	29/4	35/4	60/7	67/7	76/7	44/3	53/3	70/4	79/4	90/4
		0.7	30/3	36/3	60/5	67/5	76/5	41/2	50/2	74/3	84/3	95/3
	25	0.5	19/3	23/3	38/5	43/5	48/5	26/2	32/2	47/3	53/3	61/3
		0.7	18/2	21/2	42/4	47/4	54/4	38/2	44/2	65/3	74/3	84/3
	30	0.5	19/3	23/3	38/5	43/5	48/5	26/2	32/2	47/3	53/3	61/3
		0.7	18/2	21/2	32/3	36/3	40/3	18/1	22/1	44/2	50/2	57/2
300	15	0.5	38/6	46/6	68/9	78/9	90/9	51/4	63/4	94/6	107/6	124/6
		0.7	35/4	43/4	75/7	85/7	97/7	54/3	66/3	87/4	100/4	116/4
	20	0.5	25/4	31/4	53/7	61/7	70/7	39/3	48/3	62/4	71/4	82/4
		0.7	26/3	32/3	53/5	61/5	70/5	36/2	44/2	66/3	76/3	87/3
	25	0.5	17/3	21/3	34/5	38/5	44/5	23/2	28/2	42/3	48/3	55/3
		0.7	16/2	19/2	38/4	44/4	50/4	16/1	20/1	39/2	45/2	51/2
	30	0.5	17/3	21/3	27/4	31/4	35/4	23/2	28/2	42/3	48/3	55/3
		0.7	16/2	19/2	28/3	32/3	37/3	16/1	20/1	39/2	45/2	51/2
400	15	0.5	31/6	38/6	56/9	65/9	76/9	42/4	53/4	80/6	93/6	109/6
		0.7	29/4	36/4	61/7	71/7	83/7	44/3	55/3	72/4	84/4	98/4
	20	0.5	20/4	25/4	44/7	51/7	59/7	31/3	39/3	51/4	59/4	70/4
		0.7	21/3	27/3	44/5	51/5	59/5	29/2	36/2	55/3	64/3	75/3
	25	0.5	13/3	17/3	28/5	32/5	37/5	18/2	23/2	34/3	39/3	46/3
		0.7	12/2	16/2	31/4	36/4	43/4	13/1	16/1	32/2	37/2	44/2
	30	0.5	14/3	17/3	22/4	26/4	30/4	18/2	23/2	34/3	39/3	46/3
		0.7	13/2	16/2	23/3	27/3	32/3	13/1	16/1	32/2	37/2	44/2

续表

提升 斜长 (m)	倾角 (°)	矿车容积 (m³)	单 钩 提 升					双 钩 提 升				
			提 升 机 型 号					提 升 机 型 号				
			JTK-1.2 型		JTK-1.6 型			2JTK-1.2型		2JTK-1.6型		
			提 升 速 度 (m/s)					提 升 速 度 (m/s)				
			1.84	2.5	2.45	3.06	4.00	1.84	2.5	2.45	3.06	4.00
500	15	0.5	25/6	32/6	48/9	56/9	67/9	26/3	33/3	54/6	63/6	76/5
		0.7	24/4	30/4	45/6	52/6	62/6	24/2	30/2	61/4	72/4	85/4
	20	0.5	17/4	22/4	32/6	37/6	44/6	17/2	22/2	43/4	50/4	60/4
		0.7	18/3	23/3	37/5	44/5	52/5	24/2	30/2	46/3	54/3	64/3
	25	0.5	12/3	14/3	24/5	28/5	33/5	15/2	19/2	29/3	34/3	41/3
		0.7	11/2	13/2	27/4	31/4	37/4	11/1	14/1	27/2	32/2	38/2
	30	0.5	11/3	14/3	19/4	22/4	26/4	13/1	16/1	19/2	22/2	27/2
		0.7	11/2	13/2	20/3	23/3	27/3	11/1	14/1	27/2	32/2	38/2

注: 1.表中斜线上方为小时产量(t/h), 下方为提升矿车数(辆)。

2.计算小时产量的基础条件是: 松散矿石密度取1.8t/m³, 倾角小于25°时, 矿车装满系数取0.9, 倾角等于或大于25°时, 装满系数取0.8; 上、下车场皆为平车场。

5.5 箕斗提升计算

5.5.1 提升设备选择计算

提升设备选择计算见表1-5-33。

提升设备选择计算

表 1-5-33

顺序	计 算 项 目	公 式、数 据
1	小时提升量 A_s (t/h)	$A_s = \frac{CA}{t_s t_d}$ C——不平衡系数, 见5.2.2; A——年提升量, t/a; t_s——年工作日数, d/a; t_d——日工作小时数, h/d
2	一次提升循环近似时间 T_s (s)	单钩提升 $T_s = \frac{2L_s}{v_p} + \theta_1 + \theta_2$ 双钩提升 $T_s = \frac{L_s}{v_p} + \theta_1$ L_s——箕斗提升长度, m; v_p——提升平均速度, m/s, 其值选取见表1-5-19; θ_1、θ_2——装、卸矿休止时间, s, 见5.2.3.1
3	小时提升次数 n_s (次)	$n_s = 3600/T_s$
4	一次提升量 Q' (kg)	$Q' = \frac{A_s}{n_s} 1000$

续表

顺序	计 算 项 目	公 式、数 据
5	计算箕斗容积 V (m^3)	$V = \frac{Q'}{C_m \gamma}$ C_m ——装满系数, 与斜井倾角、箕斗结构类型和装载设备尺寸有关, 一般取 $C_m = 0.85 \sim 0.85$; γ ——松散矿石密度, kg/m^3
6	选定箕斗标准容积 V (m^3)	见表1-5-11、表1-5-12
7	箕斗有效载重量 Q (kg)	$Q = C_m \gamma V$
8	箕斗质量 Q_0 (kg)	
9	钢丝绳每米质量 P_s (kg/m)	$P_s = \frac{(Q_{max} + Q_0)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)}{11 - \frac{a}{m} - L'_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)}$ $Q_{max} = \gamma V$ (或按图纸规定) L'_1 ——箕斗装矿点至导轮的距离, m ; σ ——钢丝绳抗拉强度, MPa ; f_1 ——箕斗运行阻力系数; f_2 ——钢丝绳阻力系数; m ——钢丝绳的安全系数; α_0 ——斜井(坡)倾角, ($^\circ$); 选取钢丝绳规格, 见附录 II
10	钢丝绳实际安全系数校验	$m' = \frac{Q_p}{[(Q_{max} + Q_0)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_s L'_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g} \geq m$ Q_p ——钢丝绳中钢丝破断拉力总和, N
11	单箕斗提升时平衡锤 质量 Q_{ch} (kg)	$Q_{ch} = \frac{1}{2} Q + Q_0$
12	最大静拉力 F_j (N)	$F_j = (Q_{max} + Q_0)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)g + P_s L'_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)g$ 提升时取“+”号, 下放时取“-”号
13	最大静拉力差 F_c (N) 双箕斗提升及下放 单箕斗平衡锤提升及下放	$F_c = [Q_{max}(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) \pm 2Q_0 f_1 \cos \alpha_0 + P_s L'_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g$ $F_c = [0.5Q_{max}(\sin \alpha_0 + 3f_1 \cos \alpha_0) \pm 2Q_0 f_1 \cos \alpha_0 + P_s L'_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g$
14	提升机、导轮选择	见5.7.1
15	电动机功率预选 N' (kW)	
(1)	单箕斗提升(不带平衡锤)	$N' = \frac{K_b F_j v}{1000 \eta}$
(2)	单箕斗下放(不带平衡锤)	$N' = \frac{1.05 K_b F_j v}{1000} \eta$
(3)	双箕斗提升	$N' = \frac{K_b F_c v}{1000 \eta}$
(4)	双箕斗下放	$N' = \frac{1.05 K_b F_c v}{1000} \eta$
(5)	单箕斗带平衡锤提升、下放	N' 的计算与双箕斗提升、下放相同 K_b ——电动机功率备用系数, 取 $K_b = 1.2$; η ——传动效率。一级传动取 $\eta = 0.9$; 二级传动取 $\eta = 0.85$; 根据计算, 预选电动机型号及其功率
16	提升机及天轮选择	参见矿车组提升(表1-5-19)计算

5.5.2 双箕斗提升计算

5.5.2.1 双箕斗提升速度图计算

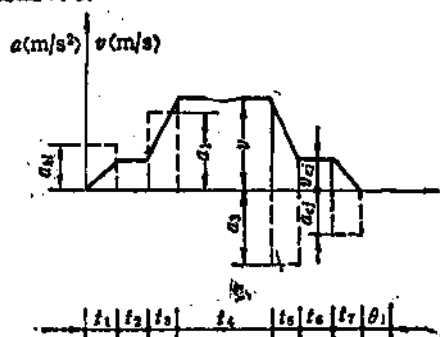


图 1-5-6 双箕斗提升速度图

按七阶段速度图(图1-5-6)计算,见表1-5-34。

速度图计算表

表 1-5-34

顺序	计 算 项 目	公 式、数 据
1	空箕斗离开卸载曲轨的速度 v_{A1} (m/s)	$v_{A1} \leq 1.5 \text{ m/s}$
2	空箕斗离开卸载曲轨时的加速度 a_{A1} (m/s²)	$a_{A1} \leq 0.3 \text{ m/s}^2$
3	卸载曲轨长度 L'_{A1} (m)	无资料时,取6~8m
4	起动加速运行时间 t_1 (s)	$t_1 = v_{A1}/a_{A1}$
5	起动加速运行距离 L_1 (m)	$L_1 = \frac{1}{2} v_{A1} t_1$
6	箕斗沿卸载曲轨等速运行距离 L_2 (m)	$L_2 = L'_{A1} - L_1$
7	箕斗沿卸载曲轨等速运行时间 t_2 (s)	$t_2 = L_2/v_{A1}$
8	加速度 a_1 (m/s²)	$a_1 \leq 0.75 \text{ m/s}^2$
9	加速运行时间 t_3 (s)	$t_3 = \frac{v - v_{A1}}{a_1}$
10	加速运行距离 L_3 (m)	$L_3 = \frac{1}{2} (v + v_{A1}) t_3$
11	减速度 a_2 (m/s²)	$a_2 \leq 0.75 \text{ m/s}^2$
12	减速运行时间 t_4 (s)	$t_4 = \frac{v - v_{A2}}{a_2}$
13	减速运行距离 L_4 (m)	$L_4 = \frac{1}{2} (v + v_{A2}) t_4$
14	重箕斗进入卸载曲轨时速度 v_{A2} (m/s)	$v_{A2} \leq 0.5 \text{ m/s}$
15	重箕斗在卸载曲轨中运行的制动减速度 a_{A2} (m/s²)	$a_{A2} = 0.1 \sim 0.2 \text{ m/s}^2$
16	制动减速运行时间 t_5 (s)	$t_5 = v_{A2}/a_{A2}$
17	制动减速运行距离 L_5 (m)	$L_5 = \frac{1}{2} v_{A2} t_5$
18	重箕斗在卸载曲轨中等速运行距离 L_6 (m)	$L_6 = L'_{A2} - L_5$
19	重箕斗在卸载曲轨中等速运行时间 t_6 (s)	$t_6 = L_6/v_{A2}$
20	等速运行距离 L_7 (m)	$L_7 = L_3 - (2L_2' + L_2 + L_5)$
21	等速运行时间 t_7 (s)	$t_7 = L_7/v$
22	一次纯运行时间 T_1 (s)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7$
23	休止时间 θ_1 (s)	θ_1 见5.2.3.1
24	一次提升全时间 T (s)	$T = T_1 + \theta_1$
25	每小时提升次数 n (次/h)	$n = 3600/T$

5.5.2.2 双箕斗提升力图计算

按图1-5-6双箕斗提升速度图计算力图。计算见表1-3-35。

力 图 计 算 表

表 1-5-35

顺序	计算项目	公 式、 数 据
空箕斗离开卸载曲轨		
1	t_1 阶段开始	$F_1 = [(KQ + Q_1)(\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) + P_1 L_1 (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - (1 - \delta) Q_2 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)] g + \Sigma m a_{11}$ K——阻力系数, 取 $K=1.1$; α_1——斜井(坡)倾角, ($^\circ$); δ——箕斗在卸载曲轨上的失重系数, 对翻斗式箕斗 $\delta=0.53 \sim 0.65$, 对后卸式箕斗 $\delta=0.15 \sim 0.2$。若箕斗在曲轨上的钢丝绳拉力可求出时, 即将该力代入各式中含有 δ 的项中; Σm——提升系统变位质量, kg, 参见矿车组提升计算
2		$F'_1 = [(KQ + Q_1)(\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) + P_1 (L_1 - L_2) (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - (1 - \delta) Q_2 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_2 L_2 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)] g + \Sigma m a_{11}$
3	t_2 阶段开始	$F_2 = [(KQ + Q_1)(\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) + P_1 (L_1 - L_2) (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - (1 - \delta) Q_2 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_2 L_2 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)] g$
空、重箕斗分别沿卷扬道下行和上行		
4	t_2 阶段終了	$F'_2 = [(KQ + Q_1)(\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) + P_1 (L_1 - L_2 - L_3) (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - Q_3 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_2 (L_2 + L_3) (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)] g$
5	t_3 阶段开始	$F_3 = F'_2 + \Sigma m a_{11}$
6	t_3 阶段終了	$F'_3 = [(KQ + Q_1)(\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) + P_1 (L_1 - L'_2 - L_3) (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - Q_3 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_2 (L'_2 + L_3) (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)] g + \Sigma m a_{11}$
7	t_4 阶段开始	$F_4 = [(KQ + Q_1)(\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) + P_1 (L_1 - L'_2 - L_3) (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - Q_3 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_2 (L'_2 + L_3) (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)] g$
8	t_4 阶段終了	$F'_4 = [(KQ + Q_1)(\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) + P_1 (L_1 - L'_2 - L_3 - L_4) (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - Q_4 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_2 (L'_2 + L_3 + L_4) (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)] g$
9	t_5 阶段开始	$F_5 = F'_4 - \Sigma m a_{11}$
10	t_5 阶段終了	$F'_5 = [(KQ + Q_1)(\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) + P_1 (L_1 + L_7) (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - Q_7 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_2 (L_2 - L_6 - L_7) (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)] g - \Sigma m a_{11}$
11	t_6 阶段开始	$F_6 = F'_5 + \Sigma m a_{11}$
重箕斗进入卸载曲轨		
12	t_6 阶段終了	$F'_6 = \{[0.6KQ + (1 - \delta) Q_1] (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) + P_1 L_1 (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - Q_1 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_2 (L_2 - L_7) (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)\} g$
13	t_7 阶段开始	$F_7 = F'_6 - (\Sigma m - 0.4Q) a_{11}$
14	t_7 阶段終了	$F'_7 = \{[0.6KQ + (1 - \delta) Q_1] (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) - Q_1 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_2 L_2 (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1)\} g - (\Sigma m - 0.4Q) a_{11}$

注: 表中各力的单位为N。

双箕斗提升电动机功率及电耗计算可参照表1-5-30进行计算。

5.5.3 双箕斗下放运输计算

5.5.3.1 双箕斗下放运输速度图计算

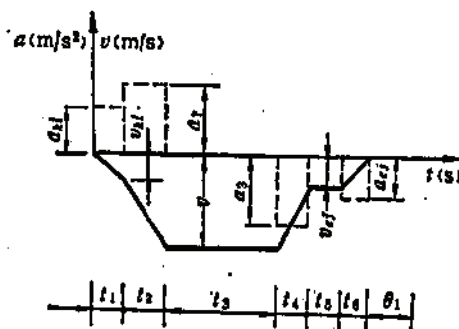


图 1-5-7 双箕斗下放速度图

按后卸式箕斗、六阶段速度图计算, 见表1-5-36。

速度图计算表

表 1-5-36

顺序	计 算 项 目	公 式、数 据
1	空箕斗离开卸载曲轨时的速度 v_{h1} (m/s)	$v_{h1} \leq 1.5 \text{ m/s}$
2	卸载曲轨长度 L'_{h1}	$L'_{h1} = L_1$
3	空箕斗在卸载曲轨中加速运行时间 t_1 (s)	$t_1 = \frac{2L'_{h1}}{v_{h1}}$
4	空箕斗在卸载曲轨中加速度 a_{h1}	$a_{h1} = \frac{v_{h1}}{t_1} \leq 0.8 \text{ m/s}^2$
5	加速度 a_1 (m/s^2)	$a_1 \leq 0.75 \text{ m/s}^2$
6	加速运行时间 t_2 (s)	$t_2 = \frac{v - v_{h1}}{a_1}$
7	加速运行距离 L_2 (m)	$L_2 = \frac{1}{2}(v + v_{h1})t_2$
8	减速度 a_2 (m/s^2)	$a_2 \leq 0.75 \text{ m/s}^2$
9	减速度运行时间 t_3 (s)	$t_3 = \frac{v - v_{s1}}{a_2}$
10	减速度运行距离 L_3 (m)	$L_3 = \frac{1}{2}(v + v_{s1})t_3$
11	重箕斗进入卸载曲轨时速度 v_{s1} (m/s)	$v_{s1} \leq 0.6 \text{ m/s}$
12	重箕斗在卸载曲轨中制动减速度 a_{s1} (m/s^2)	$a_{s1} = 0.1 \sim 0.2 \text{ m/s}^2$
13	制动减速度运行时间 t_4 (s)	$t_4 = v_{s1}/a_{s1}$
14	制动减速度运行距离 L_4 (m)	$L_4 = \frac{1}{2}v_{s1}t_4$
15	重箕斗在卸载曲轨中等速运行距离 L_5 (m)	$L_5 = L'_{h1} - L_4$
16	重箕斗在卸载曲轨中等速运行时间 t_5 (s)	$t_5 = L_5/v_{s1}$
17	等速运行距离 L_6 (m)	$L_6 = L_1 - 2L'_{h1} - L_4 - L_5$
18	等速运行时间 t_6 (s)	$t_6 = L_6/v$
19	一次纯运行时间 T_1 (s)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6$
20	休止时间 θ_1 (s)	θ_1 见 5.2.3.1
21	一次全提升时间 T (s)	$T = T_1 + \theta_1$
22	每小时提升次数 n_s (次)	$n_s = 3600/T$

5.5.3.2 双箕斗下放运输力图计算

按图1-5-7双箕斗下放速度图计算力图。计算见表1-3-37。

力图计算表

表 1-5-37

顺序	计算项目	公 式、数 据
空箕斗离开卸载曲轨		
1	t_1 阶段开始	$F_1 = [- (Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + (1 - \delta)Q_2(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_2 L_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g + \Sigma m a_{11}$
空、重箕斗分别沿卷扬道上行和下行		
2	t_1 阶段終了	$F'_1 = [- (Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - P_2 L_1(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + Q_2(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_2(L_1 - L_2)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g + \Sigma m a_{11}$
3	t_2 阶段开始	$F_2 = F'_1 + \Sigma m(a_1 - a_{11})$
4	t_2 阶段終了	$F'_2 = [- (Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - P_2(L_1 + L_2)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + Q_2(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_2(L_1 - L_2 - L_3)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g + \Sigma m a_{11}$
5	t_3 阶段开始	$F_3 = [- (Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - P_2(L_1 + L_2)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + Q_2(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_2(L_1 - L_2 - L_3)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g$
6	t_3 阶段終了	$F'_3 = [- (Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - P_2(L_1 + L_2 + L_3)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + Q_2(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_2(L_1 - L_2 - L_3 - L_4)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g$
7	t_4 阶段开始	$F_4 = F'_3 - \Sigma m a_{11}$
8	t_4 阶段終了	$F'_4 = [- (Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - P_2(L_1 + L_2 + L_3 + L_4)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + Q_2(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_2(L_1 - L_2 - L_3 - L_4 - L_5)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g - \Sigma m a_{11}$
9	t_5 阶段开始	$F_5 = [- (Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - P_2(L_1 + L_2 + L_3 + L_4)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + Q_2(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_2(L_1 - L_2 - L_3 - L_4 - L_5)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g$
重箕斗进入卸载曲轨		
10	t_5 阶段終了	$F'_5 = \{- [0.6Q + (1 - \delta)Q_2](\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - P_2(L_1 + L_2 + L_3 + L_4 + L_5) \times (\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + Q_2(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_2 L_5(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g$
11	t_6 阶段开始	$F_6 = F'_5 - (\Sigma m - 0.4Q)a_{61}$
12	t_6 阶段終了	$F'_6 = \{- [0.6Q + (1 - \delta)Q_2](\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - P_2 L_5(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + Q_2(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0)]g - (\Sigma m - 0.4Q)a_{61}$

注：表中各力单位为N。

双箕斗下放运输电动机功率及电耗计算可参照表1-5-30进行计算。

5.5.4 单箕斗带平衡锤提升计算

5.5.4.1 单箕斗带平衡锤提升速度图计算

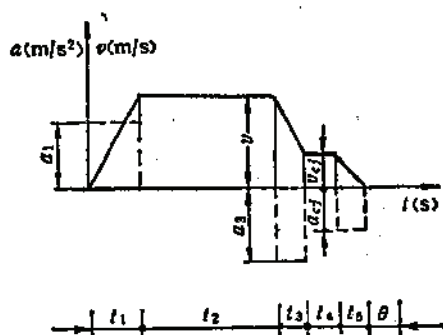


图 1-5-8 单箕斗带平衡锤提升速度图

速度图计算见表1-5-38。

速度图计算表

表 1-5-38

顺序	计 算 项 目	公 式、数 据
1	加速度 a_1 (m/s ²)	$a_1 \leq 0.75 \text{ m/s}^2$
2	加速运行时间 t_1 (s)	$t_1 = \frac{v}{a_1}$
3	加速运行距离 L_1 (m)	$L_1 = \frac{1}{2} v t_1$
4	减速度 a_2 (m/s ²)	$a_2 \leq 0.75 \text{ m/s}^2$
5	减速运行时间 t_2 (s)	$t_2 = \frac{v - v_{e1}}{a_2}$
6	减速运行距离 L_2 (m)	$L_2 = \frac{1}{2} (v + v_{e1}) t_2$
7	重箕斗进入卸曲轨时的速度 v_{e1} (m/s)	$v_{e1} \leq 0.5 \text{ m/s}$
8	重箕斗在卸曲轨中制动减速度 a_{e1} (m/s ²)	$a_{e1} = 0.1 \sim 0.2 \text{ m/s}^2$
9	制动减速运行时间 t_3 (s)	$t_3 = \frac{v_{e1}}{a_{e1}}$
10	制动减速运行距离 L_3 (m)	$L_3 = \frac{1}{2} v_{e1} t_3$
11	卸曲轨长 L'_{e1} (m)	无资料时, 取6~8m
12	重箕斗在卸曲轨中等速运行距离 L_4 (m)	$L_4 = L'_{e1} - L_3$
13	重箕斗在卸曲轨中等速运行时间 t_4 (s)	$t_4 = L_4 / v_{e1}$
14	等速运行距离 L_5 (m)	$L_5 = L_1 - L_2 - L_3 - L_4 - L_3$
15	等速运行时间 t_5 (s)	$t_5 = L_5 / v$
16	一次纯运行时间 T_1 (s)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$
17	休止时间 θ (s)	$\theta = \theta_1 + \theta_2$
18	一次提升循环时间 T (s)	$T = 2T_1 + \theta$
19	每小时提升次数 n_s (次/h)	$n_s = 3600 / T$

5.5.4.2 单箕斗带平衡锤提升力图计算

力图计算见表1-5-39。

力 图 计 算 表

表 1-5-39

顺序	计 算 项 目	公 式、数 据
1	t_1 阶段开始	$F_1 = [(KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) + P_0 L_1 (\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) - Q_{0A} (\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0)]g + \Sigma m a_1$ Q_{0A} ——平衡锤质量, kg
2	t_1 阶段終了	$F'_1 = [(KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) + P_0 (L_1 - L_2)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) - Q_{0A} (\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0) - P_0 L_2 (\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0)]g + \Sigma m a_1$
3	t_2 阶段开始	$F_2 = F'_1 - \Sigma m a_1$
4	t_2 阶段終了	$F'_2 = [(KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) + P_0 (L_1 - L_2 - L_3)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) - Q_{0A} (\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0) - P_0 (L_1 + L_2)(\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0)]g$
5	t_3 阶段开始	$F_3 = F'_2 - \Sigma m a_1$
6	t_3 阶段終了	$F'_3 = [(KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) + P_0 (L_1 + L_2)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) - Q_{0A} (\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0) - P_0 (L_1 - L_2 - L_3)(\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0)]g - \Sigma m a_1$
7	t_4 阶段开始	$F_4 = F'_3 - \Sigma m a_1$ $F_4 = [(KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) + P_0 (L_1 + L_2)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) - Q_{0A} (\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0) - P_0 (L_1 - L_2 - L_3)(\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0)]g$
重箕斗进入卸载曲线		
8	t_4 阶段終了	$F'_4 = \{[0.8KQ + (1-\delta)Q_1](\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) + P_0 L_1 (\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) - Q_{0A} (\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0) - P_0 (L_1 - L_2)(\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0)\}g$
9	t_5 阶段开始	$F_5 = F'_4 - (\Sigma m - 0.4Q)a_{0.1}$
10	t_5 阶段終了	$F'_5 = \{[0.8KQ + (1-\delta)Q_1](\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) - Q_{0A} (\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0) - P_0 L_1 (\sin\alpha_0 - f_1 \cos\alpha_0)\}g - (\Sigma m - 0.4Q)a_{0.1}$

注:表中各力单位为N。

单箕斗带平衡锤提升的电动机功率及电耗计算可参照表1-5-30进行计算。

5.5.5 单箕斗重载提升计算

5.5.5.1 速度图计算

单箕斗提升速度图与单箕斗带平衡锤提升速度图计算相同。

5.5.5.2 提升力图计算

单箕斗重载提升力图计算见表1-5-40

力 图 计 算 表

表 1-5-40

顺序	计 算 项 目	公 式、数 据
1	t_1 阶段开始	$F_1 = [(KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0) + P_0 L'_1 (\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0)]g + \Sigma m a_1$ L'_1 ——箕斗装矿点至导轮的距离, m
2	t_1 阶段終了	$F'_1 = F_1 - P_0 L_1 (\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0)g$
3	t_2 阶段开始	$F_2 = F'_1 - \Sigma m a_1$
4	t_2 阶段終了	$F'_2 = F_2 - P_0 L_2 (\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0)g$
5	t_3 阶段开始	$F_3 = F'_2 - \Sigma m a_1$
6	t_3 阶段終了	$F'_3 = F_3 - P_0 L_3 (\sin\alpha_0 + f_1 \cos\alpha_0)g$

续表

顺序	计算项目	公 式、数 据
7.	t_1 阶段开始 重箕斗进入卸载曲轨	$F_1 = F'_1 + \sum m a_1$
8	t_1 阶段終了	$F'_1 = \{[0.4KQ + (1-\delta)Q_1](\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_1(L'_0 - L_1 - L_2 - L_3 - L_4)(\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)\}g$
9	t_2 阶段开始	$F_2 = F'_2 - (\sum m - 0.4Q)a_2$
10	t_2 阶段終了	$F'_2 = F_2 - P_2 L_5 (\sin \alpha_2 + f_2 \cos \alpha_2)g$

注:表中各力单位为N。

单箕斗重载提升电动机功率及电耗计算参照表1-5-30进行计算。

5.5.6 平衡尾绳的应用和计算

5.5.6.1 采用平衡尾绳拉紧装置的原则

在斜坡双箕斗提升中,下放箕斗的自然加速度有时会小于提升机起动时的加速度,提升箕斗的自然减速度也会小于提升机工作制动和紧急制动时减速度。上述两种情况都会使钢绳松弛,致使损伤甚至断裂,或者根本不能使提升系统正常运转。为避免这些现象发生,采用平衡尾绳拉紧装置是一种有效措施。

平衡尾绳拉紧装置,只有在下列三条件不能同时满足时,才被采用。

$$a_1 < a_{s1} \quad (1-5-27)$$

$$a_2 < a_{s2} \quad (1-5-28)$$

$$a'_{1j} < a'_{1s} \quad (1-5-29)$$

式中 a_1 ——提升机起动时的加速度,一般不大于 0.75m/s^2 ;

a_{s1} ——下放侧箕斗起动时的自然加速度,见5.2.6;

a_2 ——提升机减速或停止时减速度,一般不大于 0.75m/s^2 ;

a_{s2} ——提升終了时提升箕斗的自然减速度;见5.2.6;

a'_{1j} ——提升机紧急制动时的减速度,见5.2.7;

a'_{1s} ——提升机紧急制动时,提升箕斗处于最小倾角的自然减速度。

5.5.6.2 提升容器自然加、减速度及提升机紧急减速度的计算

1. 下放侧箕斗起动时的自然加速度 a_{s1} (m/s^2)

1) 提升机布置在斜坡道上部时

$$a_{s1} = \frac{Q_1}{Q_1 + \sum m_1} (\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) g \quad (1-5-30)$$

2) 提升机布置在斜坡道下部时

$$a_{s1} = \frac{Q_1(\sin \alpha_1 - f_1 \cos \alpha_1) - P_1 L_1 (\sin \alpha_2 + f_2 \cos \alpha_2)}{Q_1 + \sum m_1 + P_1 L_1} g \quad (1-5-31)$$

2. 提升箕斗的自然减速度 a_{s2} (m/s^2)

$$a_{s2} = (\sin \alpha_1 + f_1 \cos \alpha_1) g \quad (1-5-32)$$

提升机紧急制动时,提升箕斗的自然减速度 a'_{1j} 与 a_{s2} 计算相同,但 α_1 为斜坡道上最小

倾角。

3. 提升机紧急制动减速度 a_{e_j} (m/s^2)

$$a_{e_j} = \frac{M_e + M_f}{\sum m R_f} \quad (1-5-33)$$

式中 α_1 ——加、减速时的箕斗所在处斜坡倾角, ($^\circ$);

α_2 ——提升钢绳道平均倾斜角, ($^\circ$);

Q_f ——箕斗的质量, kg;

L_f ——下部提升机至上部导轮间提升钢绳在绳道上的长度, m;

$\sum m_i$ ——所有导绳轮变位质量之和, kg;

M_e 、 M_f ——分别为提升机紧急制动时的安全制动力矩和静力矩, Nm;

R_f ——提升机卷筒半径, m;

$\sum m$ ——提升系统变位质量总和, kg。

5.5.6.3 尾绳拉紧重锤

1. 拉紧张力

在斜坡道上, 为防止箕斗牵引钢绳松绳, 尾绳拉紧重锤装置所产生的拉紧力, 与箕斗和钢绳自重作用于卷筒上的静拉力, 两者之和应当大于或等于箕斗加速或减速时惯性力。下面按三种情况计算所需拉紧力。

(1) 下放箕斗在起动力加速时所需拉紧张力 S_1 (N) 为

$$S_1 \geq \sum m_a a_1 - F_{js} \quad (1-5-34)$$

(2) 箕斗上提终了减速制动时所需拉紧张力 S_2 (N) 为

$$S_2 \geq \sum m_a a_2 - F_{js} \quad (1-5-35)$$

(3) 箕斗上提紧急制动减速时所需的拉紧张力 S_3 (N) 为

$$S_3 \geq \sum m_a a_{e_j} - F_{js} \quad (1-5-36)$$

式中 $\sum m_a$ 、 $\sum m_e$ ——分别为提升侧、下放侧卷筒至尾轮间的箕斗 (或包括矿石)、钢绳、导轮的变位质量之和, kg;

F_{js} 、 F_{je} ——分别为提升侧、下放侧的箕斗 (或包括矿石) 和钢绳自重作用于卷筒的静拉力, kg。

F_{js} 、 F_{je} 按下面公式计算:

$$F_{js} = [Q'_j (\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + (P'_j L' + P'_j L'') (\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)] g \quad (1-5-37)$$

$$F_{je} = [Q'_j (\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) + (P'_j L' + P'_j L'') (\sin \alpha_0 - f_2 \cos \alpha_0)] g \quad (1-5-38)$$

式中 α_0 ——斜坡道倾角, ($^\circ$);

Q'_j ——箕斗 (或包括矿石) 的质量, kg;

$$Q'_j = Q_j \text{ 或 } Q'_j = Q + Q_j$$

P'_j ——尾绳每米质量, kg/m;

L' ——箕斗至上部导轮间的钢绳长, m;

L'' ——箕斗至尾轮间的钢绳长, m。

2. 拉紧重锤的质量 m_a (kg)

取 S_1 、 S_2 、 S_3 中最大值为拉紧张力 S_1 的确定值, 则拉紧重锤质量 m_a (包括游导轮及滑架等) 为:

$$m_{0A} = 2S_1/g \quad (1-5-39)$$

3. 尾绳每米质量 P' : (kg/m)

$$P' = \frac{m_{0A}/2}{11 \frac{\sigma}{m} - L_1(\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)} \quad (1-5-40)$$

由 P' 计算值选取钢绳规格。见附录 II。

5.5.6.4 带尾绳拉紧装置双箕斗重载下放力图及电动机选取

采用六阶段速度图。其计算与双箕斗重载下放速度图相同。

力图计算见表1-5-41。

力图计算表

表 1-5-41

顺序	计算项目	公 式、数 据
1	变位质量总和 Σm (kg)	$\Sigma m = 2Q_1 + Q + 2P_1 L + P'_1 L_m + m_{0A} + m_1 + m_2 + m_3$ Q_1 ——箕斗质量, kg; Q ——箕斗载重量; L ——一根提升钢绳的长度, m; $L = L'_1 + L_{11} + L_m + L_2$ 见 5.4.2.1; L'_1 ——从一侧箕斗卸载点绕经两侧尾轮及重锤轮, 到另一侧箕斗卸载点的尾绳长度, m; m_{0A} ——拉紧重锤的质量, kg; m_1 ——所有导轮的变位质量, kg; m_2 ——提升机及减速器转动部分变位质量, kg; m_3 ——电动机转动部分变位质量, kg, 见 5.4.2.1
2	动力计算	
	空箕斗离开卸载曲轨	
(1)	t_1 阶段开始	$F_1 = \{-(Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - P'_1 L_1(\sin \alpha_0 - f_2 \cos \alpha_0) + (1 - \delta)Q_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + P_1 L_1(\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)\}g + \Sigma m a_1$
	空、重箕斗分别沿巷道上行和下行	
(2)	t_1 阶段終了	$F'_1 = F_1 + 2(P'_1 - P_1)L_1 \sin \alpha_0$
(3)	t_2 阶段开始	$F_2 = F'_1 + \Sigma m(a_1 - a_{11})$
(4)	t_2 阶段終了	$F'_2 = \{-(Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - [P'_1(L_1 - L_{11} - L_2) + P_1(L_1 + L_2)](\sin \alpha_0 - f_2 \cos \alpha_0) + Q_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + [P'_1(L_1 + L_2) + P_1(L_1 - L_{11} - L_2)](\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)\}g + \Sigma m a_1$
(5)	t_2 阶段开始	$F_3 = F'_2 - \Sigma m a_1$
(6)	t_2 阶段終了	$F'_3 = \{-(Q + Q_1)(\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - [P'_1(L_1 - L_{11} - L_2 - L_3) + P_1(L_1 + L_2 + L_3)](\sin \alpha_0 - f_2 \cos \alpha_0) + Q_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + [P'_1(L_1 - L_{11} - L_2 - L_3) + P_1(L_1 + L_2 + L_3)](\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)\}g$
(7)	t_3 阶段开始	$F_4 = F'_3 - \Sigma m a_1$
(8)	t_3 阶段終了	$F'_4 = \{-(Q + Q_1)(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) - [P'_1(L_1 + L_2) + P_1(L_1 - L_{11} - L_2)] \times (\sin \alpha_0 - f_2 \cos \alpha_0) + Q_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + [P'_1(L_1 + L_2) + P_1(L_1 - L_{11} - L_2)](\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)\}g - \Sigma m a_1$
(9)	t_3 阶段开始	$F_5 = F'_4 + \Sigma m a_1$
	重箕斗进入卸载曲轨	
(10)	t_3 阶段終了	$F'_5 = \{ -[0.8Q + (1 - \delta)Q_1](\sin \alpha_0 - f_1 \cos \alpha_0) - [P'_1 L_1 + P_1(L_1 - L_2)](\sin \alpha_0 - f_2 \cos \alpha_0) + Q_1(\sin \alpha_0 + f_1 \cos \alpha_0) + [P'_1(L_1 - L_2) + P_1 L_1](\sin \alpha_0 + f_2 \cos \alpha_0)\}g$

续表

顺序	计算项目	公 式	数 据
(11)	t_0 阶段开始	$F_0 = F_1 - (\Sigma m - 0.4Q)g$	
(12)	t_0 阶段終了	$F'_0 = \{ -[0.8Q + (1-\delta)Q_0](\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) - P_0L_1(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) + Q_0(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) + P'_0L_1(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) \}g - (\Sigma m - 0.4Q)g$	

注：表中各力的单位为N。

提升电动机功率及电耗计算参照表1-5-30进行计算。

5.5.6.5 带尾绳拉紧装置双箕斗重载提升力图及电动机选取

采用七阶段速度图，其计算与双箕斗重载提升相同。

力图计算见表1-5-42。

力 图 计 算 表

表 1-5-42

顺序	计算项目	公 式	数 据
	空箕斗离开卸载曲轨		
1	t_1 阶段开始	$F_1 = \{ (KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) + P_1L_1(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) - (1-\delta)Q_1(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) - P'_1L_1(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) \}g + \Sigma ma_1$	
		Σm ——提升系统空位质量总和，kg，计算见表1-5-41	
2	t_1 阶段終了	$F'_1 = F_1 + 2(P'_1 - P_1)L_1\sin\alpha_0 g$	
3	t_2 阶段开始	$F_2 = \{ (KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) + [P_2(L_1 - L_2) + P'_1L_1](\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) - (1-\delta)Q_1(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) - [P_2L_1 + P'_1(L_1 - L_2)](\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) \}g$	
	空、重箕斗分别沿卷扬道下行和上行		
4	t_2 阶段終了	$F'_2 = \{ (KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) + [P_2(L_1 - L_2) + P'_1(L_1 + L_2)](\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) - Q_1(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) - [P_2(L_1 + L_2) + P'_1(L_1 - L_2)](\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) \}g$	
5	t_3 阶段开始	$F_3 = F'_2 + \Sigma ma_2$	
6	t_3 阶段終了	$F'_3 = \{ (KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) + [P_3(L_1 - L_2 - L_3 - L_4) + P'_1(L_1 + L_2 + L_3)](\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) - Q_1(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) - [P_3(L_1 + L_2 + L_3) + P'_1(L_1 - L_2 - L_3 - L_4)](\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) \}g + \Sigma ma_3$	
7	t_4 阶段开始	$F_4 = F'_3 - \Sigma ma_3$	
8	t_4 阶段終了	$F'_4 = \{ (KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) + [P_4(L_5 + L_6 + L_7) + P'_1(L_1 - L_2 - L_3 - L_4)](\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) - Q_1(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) - [P_4(L_5 + L_6 + L_7) + P'_1(L_1 + L_2 + L_3)](\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) \}g$	
9	t_5 阶段开始	$F_5 = F'_4 - \Sigma ma_4$	
10	t_5 阶段終了	$F'_5 = \{ (KQ + Q_1)(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) + [P_5(L_6 + L_7) + P'_1(L_1 - L_2 - L_3 - L_4)] \times (\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) - Q_1(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) - [P_5(L_1 - L_2 - L_3) + P'_1(L_5 + L_6 + L_7)](\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) \}g - \Sigma ma_5$	
11	t_6 阶段开始	$F_6 = F'_5 + \Sigma ma_5$	
	重箕斗进入卸载曲轨		
12	t_6 阶段終了	$F'_6 = \{ [0.8KQ + (1-\delta)Q_6](\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) + [P_6L_7 + P'_1(L_1 - L_2)](\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) - Q_6(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) - [P_6(L_1 - L_2) + P'_1L_7](\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) \}g$	
13	t_7 阶段开始	$F_7 = F'_6 - (\Sigma m - 0.4Q)g$	
14	t_7 阶段終了	$F'_7 = \{ [0.8KQ + (1-\delta)Q_7](\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) + P'_1L_7(\sin\alpha_0 + f_1\cos\alpha_0) - Q_7(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) - P_7L_7(\sin\alpha_0 - f_1\cos\alpha_0) \}g - (\Sigma m - 0.4Q)g$	

注：表中各力单位为N。

电动机功率及电耗计算参照表1-5-30进行计算。

5.5.7 斜箕斗提升能力概算

斜箕斗提升能力概算见表1-5-43。

表 1-5-43 斜箕斗提升能力概算表

序 号	箕斗容积 (m ³)	箕斗重量 (t)	斜井(坡)倾角及提 升长度范围 (°) (m)	提升机型号	绳 速 (m/s)	各种提升长度的小时提升能力 (t/h)									
						200 m	300 m	400 m	500 m	600 m	700 m	800 m	900 m	1000 m	
1	1.5	2.55	15°, 20°, 25° (200~600) 30°(200)	GKT2×1.2×1-24	1.85	50.25	40.5	31.5	24.75	22.5	—	—	—	—	
				GKT2×1.2×1-30	2.5	74.25	54	42.75	36	29.25	—	—	—	—	
2	1.5	2.55	30°(300~800) 35°(200~800)	GKT2×1.6×1.2-20	1.5	42.75	31.5	24.75	20.25	18	—	—	—	—	
					2.0	60.75	42.75	33.75	27	24.75	—	—	—	—	
				GKT2×1.6×1.2-24	2.45	74	54	42.5	36	29	24.75	22.5	—	—	—
					3.06	87.75	65.25	58.65	48.45	40.8	35.7	30.6	—	—	—
3	2.5	4.25	15°, 20° (200~800) 25°(200~400)	GKT2×1.6×1.2-20	4	122.4	89.25	71.4	58.65	51	45.9	40.8	—	—	
					2	60.75	42.75	33.75	27	24.75	20.25	18	—	—	—
				GKT2×1.6×1.2-24	2.5	74.25	54	42.75	36	29.25	24.75	22.5	—	—	—
					3.4	104.55	76.6	63.75	53.55	45.9	38.25	35.7	—	—	—
4	4.85	6.0	15°(200~600) 20°(200~500)	GKT2×1.6×1.2-20	2.45	123.25	89.25	72.25	59.5	46.75	42.5	38.25	—	—	
					3.06	148.75	110.5	97.75	80.75	68	59.5	51	—	—	—
				GKT2×1.6×1.2-24	4	204	148.75	119	97.75	85	76.5	68	—	—	—
					2	102	72.25	55.25	46.75	42.5	34	29.75	—	—	—
4	4.85	6.0	15°(200~600) 20°(200~500)	GKT2×1.6×1.2-24	2.5	123.25	89.25	72.25	59.5	49.5	42.5	38.25	—	—	
					3.4	174.25	127.5	106.25	89.25	76.5	63.75	59.5	—	—	—
				GKT2×1.6×1.2-24	2.45	174	126	96	84	66	60	54	—	—	—
					3.06	204	156	138	114	96	84	72	—	—	—
4	4.85	6.0	15°(200~600) 20°(200~500)	GKT2×1.6×1.2-24	4	288	210	168	138	120	108	96	—	—	
					2	144	102	78	66	60	48	42	—	—	—

续表

序号	箕斗容积 (m ³)	箕斗装 载量 (t)	斜井(坡)倾角及提 升长度范围 (°)(m)	提 升 机 型 号	绳 速 (m/s)	各 种 提 升 长 度 的 小 时 提 升 能 力 (t/h)									
						200 m	300 m	400 m	500 m	600 m	700 m	800 m	900 m	1000m	
4	4.85	6.0	15°(200~600) 20°(200~500)	QKT2×1.6×1.2-24	2.5	174.7	128	102	84	66	60	54	—	—	
					3.4	246	180	150	128	108	90	84	—	—	
5	2.5	4.25	25°(500~600) 30°(200~600) 35°(200~500)	2JK-2/11.5A	6.65	—	—	216.75	161.6	140.25	—	—	—	—	
				2JK-2/20A	5.11	—	—	148.75	127.5	110.5	—	—	—	—	
				2JK-2/30A	3.82	199.78	140.25	114.75	97.75	85	—	—	—	—	
				2JK-2/30A	3.40	182.75	136	110.5	89.25	76.5	—	—	—	—	
6	4.85	6.0	20°(600) 25°(200~600) 30°(200~400)	2JK-2/11.5A	6.65	—	—	306	228	198	—	—	—		
				2JK-2/20A	5.11	—	—	210	180	156	—	—	—	—	
				2JK-2/30A	3.82	282	198	162	138	120	—	—	—	—	
				2JK-2/30A	3.40	258	192	156	126	108	—	—	—	—	
7	6	10.2	15°(200~600)	2JK-2/11.5A	6.65	—	—	520.2	387.6	336.6	—	—	—		
				2JK-2/20A	5.11	—	—	357.0	306.0	265.2	—	—	—	—	
				2JK-2/30A	3.82	479.4	336.6	275.4	234.6	204.0	—	—	—	—	
				2JK-2/30A	3.40	438.6	326.4	265.2	214.2	183.6	—	—	—	—	
8	4.85	6.0	30°(500~700) 35°(200~700)	2JK-2.5/11.5A	6.6	—	—	264	228	192	168	—	—		
				2JK-2.5/20A	5.52	—	—	228	192	162	144	—	—	—	
				2JK-2.5/20A	4.78	336	246	198	168	144	126	—	—	—	
				2JK-2.5/20A	3.80	300	198	168	138	120	102	—	—	—	

续表

序 号	箕斗容积 (m ³)	箕斗装 载 量 (t)	斜井(坡)倾角及提 升长度范围 (°)(m)	提 升 机 型 号	绳 速 (m/s)	各 种 提 升 长 度 的 小 时 提 升 能 力 (t/h)								
						200 m	300 m	400 m	500 m	600 m	700 m	800 m	900 m	1000m
8	4.85	6.0	30°(500~700) 35°(200~700) 20°, 25° (200~700)	2JK-2.5/30A	3.19	228	168	144	120	96	84	—	—	—
					2.53	198	144	114	96	78	66	—	—	—
					6.6	—	—	448.8	387.6	326.4	285.6	—	—	—
					5.52	—	—	387.6	326.4	275.4	244.8	—	—	—
9	8	10.2		2JK-2.5/11.5A	4.78	571.2	418.2	336.6	285.6	244.8	214.2	—	—	
					3.80	479.4	336.6	285.6	234.6	204.0	173.4	—	—	—
					3.19	387.6	285.6	244.8	204.0	163.2	142.8	—	—	—
					2.53	336.6	244.8	193.8	163.2	132.6	112.2	—	—	—
10	8.8	12.0	15°(200~700) 20°(200)	2JK-2.5/11.5A	6.6	—	—	528	456	384	336	—	—	
					5.52	—	—	456	384	324	288	—	—	—
					4.78	672	492	396	336	288	252	—	—	—
					3.80	564	396	336	276	240	204	—	—	—
11	8	10.2	25°(900~1000) 30°(200~1000) 35°(200~700)	2JK-2.5/30A	3.19	456	336	288	240	192	168	—	—	
					2.53	396	288	228	192	156	132	—	—	—
					6.62	—	—	428.4	367.2	336.6	285.6	255	234.6	214.6
					5.73	—	—	377.4	316.2	275.4	244.8	214.2	193.8	183.6
12	8.8	12.0	20°(200~1000) 25°(200~600)	2JK-3/20A	4.56	540.6	397.8	326.4	275.4	234.6	204	173.4	163.2	153
					3.82	459	336.6	275.4	234.6	193.8	173.4	153.0	142.8	122.4
					3.04	357	265.2	214.2	183.6	153	132.6	122.4	112.2	102
					6.62	—	—	492	432	396	336	300	276	252
				2JK-3/20A	5.73	—	—	432	360	312	276	240	228	216

续表

序 号	箕斗容积 (m ³)	箕斗载 量 (t)	斜井(坡)倾角及提 升长度范围 (°)(m)	提 升 机 型 号	绳 速 (m/s)	各 种 提 升 长 度 的 小 时 提 升 能 力 (t/h)									
						200 m	300 m	400 m	500 m	600 m	700 m	800 m	900 m	1000m	
12	8.8	12.0	20°(200~1000)	2JK-3/20A	4.56	624	456	384	324	276	240	204	192	180	
			25°(200~600)	2JK-3/30A	3.82	540	396	324	276	228	204	180	168	144	
				2JK-3/11.5A	3.04	420	312	252	216	180	156	144	132	120	
13	12	20	15°(200~1000)	2JK-3/20A	6.62	—	—	840	720	660	560	590	460	420	
				2JK-3/30A	5.73	—	—	740	620	540	480	420	380	360	
				2JK-3/30A	4.56	1040	780	640	540	460	400	340	320	300	
14	8.8	12	25°(200~1000) 30°(200~1000) 35°(200~900)	2JK-3/30A	3.82	900	660	540	460	380	340	300	280	240	
				2JK-3.5/20A	3.04	700	520	420	360	300	260	240	220	200	
				2JK-3.5/20A	6.69	—	—	504	432	372	324	288	264	240	
15	12	20	20°(200~800)	2JK-3.5/20A	5.31	—	—	396	348	312	264	240	216	192	
				2JK-3.5/20A	4.44	600	432	360	300	264	228	204	180	168	
				2JK-3.5/20A	6.89	—	—	840	720	620	540	480	—	—	
16	18.8	30	15°(200)	2JK-3.5/20A	5.31	—	—	680	580	520	440	400	—	—	
				2JK-3.5/20A	4.44	1000	720	600	500	440	380	340	—	—	
				2JK-3.5/20A	4.44	1500	—	—	—	—	—	—	—	—	
17	12	20	20°(900~1000) 25°(200~700)	2JK4/20A	6.07	—	—	780	640	560	500	440	400	360	
				2JK4/20A	5.08	—	—	640	560	500	420	380	340	300	
				2JK-4/20A	6.07	—	—	1170	960	840	750	660	600	540	
18	18.8	30	15°(300~1000)	2JK-4/20A	5.08	—	—	960	840	750	630	570	510	450	

注：松散矿石密度按2.0t/m³计。

5.6 斜井架空乘人索道

5.6.1 概 述

斜井架空乘人索道是一种既经济又安全的辅助设施,其传动原理及结构与无极绳运输相似。不同之处是将牵引钢绳架空,并将乘人吊座挂结于牵引钢绳上,低速运行,便于人员上下。斜井架空乘人索道的布置见图1-5-9。

斜井架空乘人索道,可安装在井下,也可安装于地面;在井下可设在通风行人的斜井中,也可安装在提升斜井中,当不需要升降人员时,可将乘人吊座悬于斜井两壁或互搭在牵引钢绳上,以便提升车辆安全通过,做到了一井多用。

斜井架空乘人索道运输与斜井人车运输相比较,具有安全、运送能力大、动力消耗小(仅为人车运输功率的 $1/3 \sim 1/5$),设备结构简单,易加工制造,维修工作量小等优点。但这种运输方式局限性较大,仅适用于人员运送,设备利用率低。

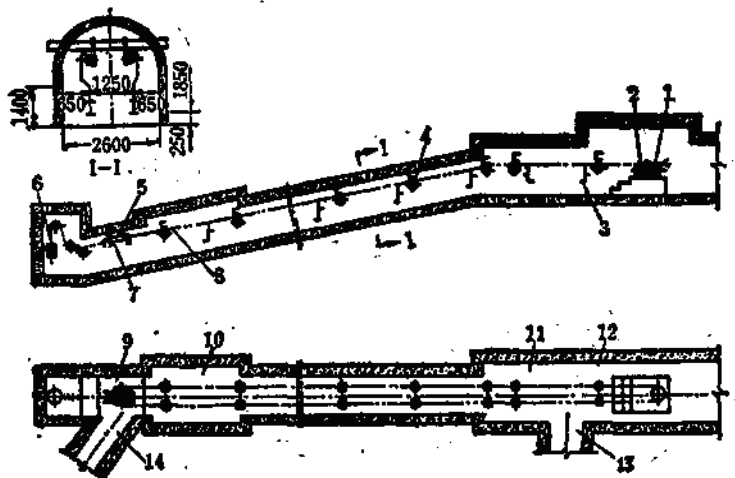


图 1-5-9 斜井架空乘人索道布置图

1—驱动轮; 2—传动系统; 3—乘人吊座; 4—托索轮; 5—机尾滑动托架; 6—拉紧重锤; 7—尾轮; 8—牵引钢绳; 9—尾轮调直; 10—尾部乘人站; 11—头部乘人站; 12—驱动调直; 13、14—人行道

5.6.2 设备选配计算

5.6.2.1 主要参数及规定

(1) 按煤矿安全规程规定:斜井架空乘人索道线路倾角一般不超过 25° ,乘人吊座中心与巷道一侧的距离不得小于 0.6m ,吊座的踏面离地面一般为 0.2m ,运行速度不得超过 1m/s ,乘座间距不小于 5m 。

(2) 运送距离 L ,最大可达 1000m 。

(3) 牵引钢绳运行速度 v ,一般为 $0.75 \sim 1.0\text{m/s}$ 。

(4) 牵引钢绳运行阻力系数 ω ,动力运行时, $\omega = 0.02 \sim 0.025$;制动运行时, $\omega = 0.01 \sim 0.015$ 。

(5) 牵引钢绳一般选用 $6 \times 7 + 1$ 型圆股钢绳, 绳径 $d_s = 20.5 \sim 26 \text{ mm}$ 。

(6) 吊椅及人员质量之和, 计算时可取 85 kg 。

(7) 吊椅安设间距 λ_1 , 按下式计算:

$$\lambda_1 = \frac{3600v}{Q_r} \quad (1-5-41)$$

式中 λ_1 ——吊椅间距, m ;

Q_r ——小时人员运送量, 人。

一般 λ_1 为 $5 \sim 8 \text{ m}$ 。

(8) 托索轮间距 λ_2 , 可按 λ_1 的 0.85 、 $1.15 \sim 1.3$ 的倍数选取。

(9) 牵引钢绳在驱动轮上的围包角 α ; 一般取 $\alpha = 180^\circ$ 。

(10) 驱动轮绳槽与牵引钢绳之间的摩擦系数 μ : 当绳槽衬垫为牛皮、旧运输机胶带时, $\mu = 0.2$; 为铝合金及塑料时, $\mu = 0.25$ 。

5.6.2.2 牵引钢绳张力计算

1. 最小张力点的张力

$$S_{\min} = Cq'_0g \quad (1-5-42)$$

式中 $S_{\min}$ ——最小张力点的张力, N ;

C ——钢绳的挠度系数, 取 $C = 1000$;

q'_0 ——预选牵引钢绳的每米质量, kg/m ;

g ——重力加速度, $g = 9.81 \text{ m/s}^2$ 。

2. 各点张力计算

各点张力计算见表 1-5-44。

张 力 计 算

表 1-5-44

示 图	
线路运行阻力 (N)	$W_{4-1} = \left(q_0 + \frac{Q_1 + Q_2}{\lambda_1} \right) (\omega \cos \alpha_0 + \sin \alpha_0) Lg$ $W_{3-2} = \left(q_0 + \frac{Q_1 + Q_2}{\lambda_1} \right) (\omega \cos \alpha_0 - \sin \alpha_0) Lg$ q_0——牵引钢绳每米质量, kg/m; Q_1、Q_2——分别为吊椅、乘坐人员的质量, kg; α_0——索道线路倾角($^\circ$)
各点张力 (N)	当 $W_{4-1} > 0$、$W_{3-2} < 0$ 时 $S_2 = S_{\min}, S_4 = 1.01S_3, S_1 = S_4 + W_{4-1}, S_2 = S_2 - W_{3-2}$ 当 $W_{4-1} > 0$、$W_{3-2} > 0$ 时 $S_2 = S_{\min}, S_3 = S_2 + W_{3-2}, S_4 = 1.01S_3, S_1 = S_4 + W_{4-1}$
备 注	索道提升侧或下放侧无人乘坐时, 钢绳各点张力按上述公式类推计算

3. 驱动轮防滑校验

动力运行, 即 $S_1 - S_2 > 0$, $\frac{S_1}{S_2} < e^{\mu\alpha}$ (1-5-43)

$$\text{制动运行, 即 } S_1 - S_2 < 0, \quad \frac{S_2}{S_1} < e^{\mu\alpha} \quad (1-5-44)$$

5.6.2.3 主要部件选择计算

1. 电动机功率

$$\text{动力运行 } N_e = K_s \frac{(S_1 - S_2)v}{1000\eta} \quad (1-5-45)$$

$$\text{制动运行 } N_e = K_s \frac{(S_1 - S_2)v}{1000} \eta \quad (1-5-46)$$

式中 N_e ——电动机功率, kW;

K_s ——电动机功率备用系数, 取 $K_s = 1.15 \sim 1.2$;

η ——传动效率, 取 $\eta = 0.8$ 。

电动机选型时, 还须按索道一侧(上行或下行)无人乘坐运行, 校验电动机功率。

2. 牵引钢绳的选择

$$S_k = mS_{\max} \quad (1-5-47)$$

式中 S_k ——钢丝绳钢丝破断拉力总和, N;

m ——钢绳的安全系数, 取 $m \geq 5.5$;

$S_{\max}$ ——牵引钢绳最大张力点张力, 由表1-5-44张力计算得知。

根据上式计算的钢丝破断拉力总和, 由附录II选取钢绳直径。一般选用的 $6 \times 7 + 1$ 型圆股钢绳。其抗拉强度 $\sigma = 1370 \sim 1520 \text{ MPa}$ 。

3. 绳轮直径

$$\text{驱动轮直径 } D_1 \text{ 及尾轮直径 } D_2, \quad D_1 = D_2 \geq 60d, \quad (1-5-48)$$

$$\text{托索轮直径 } D, \quad D_s = (10 \sim 15)d, \quad (1-5-49)$$

4. 牵引钢绳拉紧装置

$$\text{拉紧力 } S_t = S_s + S_d$$

$$\text{拉紧行程 } L_t = 0.005L$$

5. 驱动装置选择

由 N_e 、 v 及驱动轮直径 D_1 , 选择电动机型号及减速器形式及传动比。

西安煤矿设计研究院的斜井架空乘人索道系列设计, 其驱动装置(即驱动绞车)为水平卧式结构, 采用NGW行星齿轮减速器和开式圆锥齿轮传动, 并安装有YDWZ-300/50J型液压可调式制动器进行减速制动。下面将其系列性能列于表1-5-45。

井下架空乘人索道驱动绞车系列性能表

表 1-5-45

型 号	驱 动 轮 直 径 (mm)	钢 丝 绳			最大速度 (m/s)	减 速 比			电 动 机		质 量 (kg)
		直 径 (mm)	最大 静拉力 (N)	最大静拉 力差 (N)		减速器 速 比 i_1	开式齿轮 速 比 i_2	$i_1 \times i_2$	功 率 (kW)	转 速 (r/min)	
JCJ1.25-22	1250	20.5	40000	18000	0.75	15.75	5.211	82.07	22	750	2660
JCJ1.25-30	1250	20.5	40000	18000	1.00	15.75	5.211	82.07	30	1000	2660
JCJ1.60-30	1600	26	65000	30000	0.75	15.84	4.053	64.20	30	750	4200
JCJ1.60-40	1600	26	65000	30000	1.00	15.84	4.053	64.20	40	1000	4200

5.6.3 实例

(1) 河北峰峰万年井北三采区斜井架空乘人索道, 全长830m, 倾角 12° , 采用BJO74-4型防爆电动机, 30kW, 减速比28, 运行速度1m/s, 驱动轮直径1200mm, 吊座间距10m, 设计每小时运人279人, 牵引钢丝绳 $6 \times 7 + 1 - \phi 22.5$, 尾部采用重锤拉紧, 拉紧行程设计为4m, 重锤质量设计为5t, 设备质量26t。

(2) 云南蚂蝗阱矿, 架空乘人索道安装于地面, 斜坡长395m, 倾角 $24^{\circ} \sim 25^{\circ}$, 电动机功率20kW, 1460r/min, 减速比20, 牵引速度0.94m/s, 牵引钢丝绳 $6 \times 7 + 1 - \phi 22$, 吊座间距8m, 共设100个座位, 钢丝绳拉紧方式采用螺杆拉紧。

(3) 四川沐江煤矿红源井井下行入上山架空乘人索道, 巷道全长620m, 倾角 14° , 牵引钢丝绳用 $6 \times 19 + 1 - \phi 22$ 钢绳, 运行速度1m/s, 每6米设一个座位, 共设180个座位, 但实际要求每小时运送人员360人。

5.7 提升系统布置与计算

5.7.1 提升机与井筒、井架的相对配置

5.7.1.1 矿车组提升井口车场形式及布置

1. 井口车场形式

矿车组提升斜井井口车场分为平车场和甩车场两种基本形式。可根据生产能力、地形条件等因素综合选定。平车场布置简单, 在提升设备相同的条件下, 比甩车场布置有较大的提升通过能力。但井口人工作业劳动强度大, 误操作时, 易发生跑车事故。甩车场对于井口挂钩, 不易发生误操作, 故安全。但提升能力受到限制。

2. 车场布置注意事项

1) 平车场

(1) 矿车组首车后轮通过上部竖曲线切点时的钢丝绳牵引角 β 一般以小于 9° 为宜。(图1-5-10)。

(2) 为了不致因靠近提升机侧钢丝绳垂度过大, 而造成摘挂钩困难, 车场摘钩点至天轮(或游轮)中心的距离应大于天轮(或游轮)中心到提升机卷筒中心的距离, 两距离之比以取2.4~4为宜。

(3) 若矿车要求从提升钢丝绳底下通过, 则通过处的提升钢丝绳距车场轨面的高度应大于2.5m。

(4) 摘挂线的直线长度 $L_{\text{挂}} \geq$ 矿车组长 + (3~5)m, 矿车组车数少时取下限, 反之, 取上限。当矿车组摘钩后, 尽可能采用自溜方式溜至停车线。

(5) 空、重车道如有高差时, 考虑到摘挂钩操作方便及安全, 其最大值不应超过0.8m。

(6) 弯道曲线半径一般不小于15倍机车或矿车轴距, 弯道后的停车线长度一般不小于2倍列车长, 同时应满足电机车调车要求。

(7) 在摘钩线上应设置不可逆车挡。在挂钩线上应设置阻车器。

(8) 若一次提升的矿车数量较多, 或矿车容积较大, 应考虑采用专用电机车或推车机送车和调车。

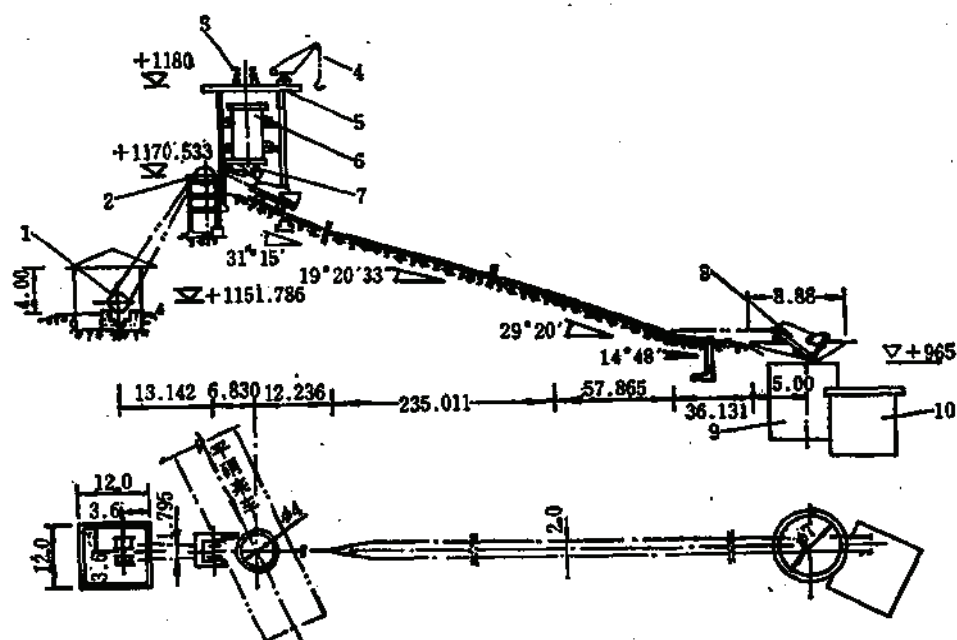


图 1-5-13 金河磷矿斜坡箕斗下放系统

1—KJ2×2.5×1.2D-20提升机, 电动机130kW, 2— $\phi 2.5$ m天轮, 3—矿车卸载曲轨, 4—吊车, 5—木栈桥, 6—可移动箕斗装矿仓(容积25m³), 7—800×1000气动扇形闸门, 8—8t后卸式箕斗, 9—原矿仓, 10—破碎车间

4. 卸载矿仓和提升机房均设在卷扬道下部

图1-5-14为大宝山铁矿箕斗下放系统。由于受开拓条件限制, 将提升机房和卸矿仓均设在卷扬道下部。

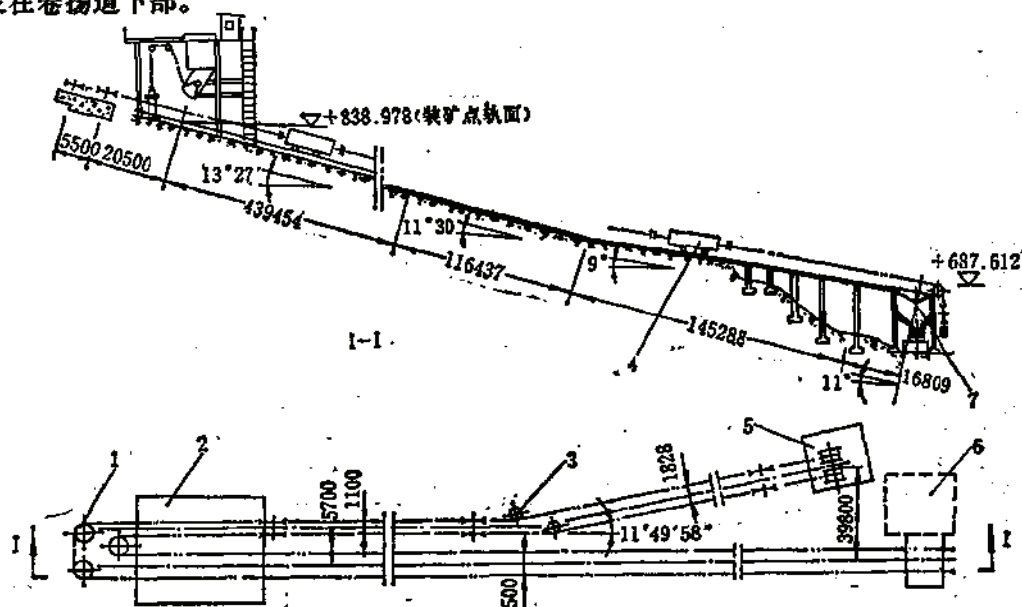


图 1-5-14 大宝山铁矿斜坡箕斗系统图

1— $\phi 3500$ 水平导轮, 2—装矿站, 3— $\phi 2500$ 变向导轮, 4—18.8m³后卸式箕斗, 5— $\phi 3.5$ m双筒提升机房, 6—破碎车间, 7—卸载曲轨

5.7.1.3 井架位置的确定

1. 导轮或天轮直径的选择

天轮选择参见单绳竖井提升。

游轮直径 D_1 应根据提升钢绳直径 d_s 及其在游轮圆周上的围包角 φ 的大小来确定。

当 $\varphi \geq 10^\circ$ 时, $D_1 \geq 60d_s$;

当 $\varphi < 10^\circ$ 时, D_1 不受限制。

若采用平置导轮时, 其直径也按此原则计算。

2. 井架位置的确定

1) 平车场布置

见图1-5-10, 井口至井架导轮中心的水平距离 L_P (m);

$$L_P = T + d + a + L_s + L_{zk} + L_g + L_w \quad (1-5-50)$$

井架高度 H_0 (m)

$$H_0 = L_P \tan \beta - \frac{1}{2} D_1 \cos \beta \quad (1-5-51)$$

式中 T ——井口竖曲线切线长, m;

d ——井口竖曲线切点至道岔的插入段长度, 不应小于通过车辆的最大轴距, m;

a ——道岔端部至道岔岔心的长度, m;

L_s ——相当于轨道警冲标至道岔岔心的距离, m;

L_{zk} ——矿车组摘挂线的直线长度, m;

L_g ——过卷扬距离, m;

L_w ——水平弯道占据的长度, m, 其值由平面布置确定;

β ——钢绳牵引角, $\beta < 9^\circ$ 。

2) 甩车场布置

如图1-5-11所示, 从甩车道与卷扬道联接道岔的岔心到导轮钢绳接触点之斜长 L' (m)、以及从此道岔岔心到导轮中心的水平距离 L_P (m)和垂直高度 H_0 (m)分别由下面公式求得:

$$L' = a + (1 \sim 1.5)L_s + L_g \quad (1-5-52)$$

$$L_P = L' \cos \alpha'_0 + \frac{D_1}{2} \sin \alpha'_0 \quad (1-5-53)$$

$$H_0 = L' \sin \alpha'_0 - \frac{D_1}{2} \cos \alpha'_0 \quad (1-5-54)$$

式中 L_s ——矿车组长度, m;

α'_0 ——卷扬道井口部分(或井口栈桥)的倾角, 一般取 $\alpha'_0 = 8^\circ \sim 12^\circ$ 。

道岔岔心位置由井口甩车道计算确定。

3) 箕斗提升井口布置

井架位置及其高度的确定, 与矿仓容积、形式及外部运输系统等因素有关。参照上述计算方法, 并根据斜井(坡)倾角、箕斗卸载位置及提升过卷距离等计算确定。

5.7.1.4 提升机房的位置

1. 提升机房与井架的相对配置形式

(1) 按提升机出绳倾角大小, 有倾斜出绳和水平出绳。倾斜出绳多用于大型提升机地表配置, 出绳倾角由提升机性能所决定, 卷扬机主轴受力较小。水平出绳一般用于小型卷扬机坑内配置, 可节省开凿工程量, 施工方便, 但卷扬机主轴受力较大。

(2) 按提升机出绳方向, 有直线布置和转角布置(图1-5-14)。直线布置即提升机布置在卷扬道的延长线上。这种布置形式简单、钢绳运行阻力小, 寿命长。当卷扬道上部末端受地形条件和开拓条件限制, 以及在爆破区或崩落范围内无法安装提升机, 应当采用转角布置。其转角为 $0^{\circ} \sim 180^{\circ}$ 。若双钩提升钢绳中心距要求加宽时, 这种布置无须对提升机有特殊要求即可满足。但这种布置形式比较复杂, 钢绳运行阻力较大, 寿命短。

(3) 在地形有条件时, 可采用如图1-5-15所示的提升机房前后双井架、双卷扬道的特殊布置形式, 即将平衡锤配重车布置在井筒的另一侧露天斜坡上, 减小了提升井筒断面, 也降低了电能消耗。

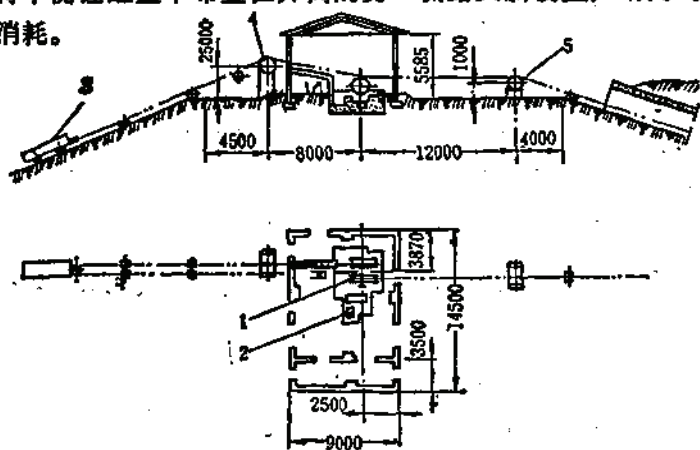


图 1-5-15 浦市矿一号斜井提升机房及地表布置图

1—2JT1700×900-20卷扬机; 2—JR117-6型电动机; 3—配重车; 4— $\phi 1000$ 托绳轮; 5— $\phi 1000$ 托绳轮

(4) 对斜井(坡)双箕斗提升, 由于斜箕斗宽度大, 往往要求增大提升钢绳间距, 使提升机房与井架的配置复杂化。除了增大两个卷筒中心距及采用卷扬机转角出绳布置外, 还可采取: ①增大提升机至天轮的钢绳弦长; ②将其中一根钢绳偏离原提升钢绳中心, 以增大两提升钢绳间距, 如图1-5-16所示。前者占用场地大, 天轮井架相应加高, 由于钢绳弦长的增大, 须相应增设托绳轮; 后者布置复杂, 并要求卷扬道加长, 钢绳运行阻力增大, 磨损快, 寿命短, 只能适用于中小型提升机布置。

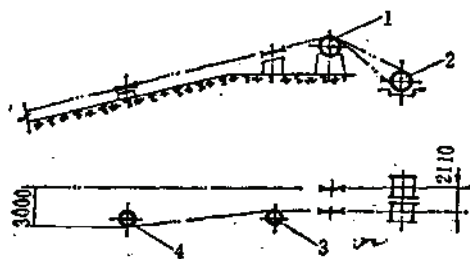


图 1-5-16 增大提升钢绳间距布置图

1— $\phi 3m$ 天轮; 2— $\phi 3m$ 双筒提升机; 3— $\phi 1.5m$ 导轮; 4— $\phi 1.5m$ 导轮

游轮和天轮的采用, 对井架与提升机之间相对位置影响较大。一般大中型提升机地面配置采用天轮导绳, 钢绳在其上的包角不受限制, 并能保证钢绳在卷筒上排列整齐。而小型提升机坑内布置应优先采用游轮导绳, 可降低井架高度及缩短井架与提升机之间的距离。但易使提升钢绳偏离卷扬道中心, 严重时致使提升容器掉道, 提升容器的车轮轮缘或钢轨及提升钢绳磨损严重。当钢绳在游轮上的包角过大时, 将使游轮游动不灵活, 卷筒上易发生乱绳现象。

游轮和天轮的采用, 对井架与提升机之间相对位置影响较大。一般大中型提升机地面配置采用天轮导绳, 钢绳在其上的包角不受限制, 并能保证钢绳在卷筒上排列整齐。而小型提升机坑内布置应优先采用游轮导绳, 可降低井架高度及缩短井架与提升机之间的距离。但易使提升钢绳偏离卷扬道中心, 严重时致使提升容器掉道, 提升容器的车轮轮缘或钢轨及提升钢绳磨损严重。当钢绳在游轮上的包角过大时, 将使游轮游动不灵活, 卷筒上易发生乱绳现象。

2. 天轮井架与提升机房相对位置计算

详见竖井单绳提升计算。

3. 游轮井架与提升机房相对位置计算

为了保证提升钢绳在卷筒上正常缠绕, 提升钢绳在提升机卷筒和游轮间的摆动偏角及钢绳最大弦长应遵守下列规定:

(1) 钢绳在卷筒上只缠绕一层时, 最大偏角不得超过 $1^{\circ}30'$;

(2) 钢绳在卷筒上作两层或多层缠绕时, 最大偏角不得超过 $1^{\circ}10'$;

(3) 提升钢绳在卷筒和游轮间的最大弦长一般不超过55m, 否则应设托绳装置。

1) 提升机与游轮间弦长 L_{st} (m) 和水平间距 L_{sh} (m) 的计算 (见图1-5-17)。

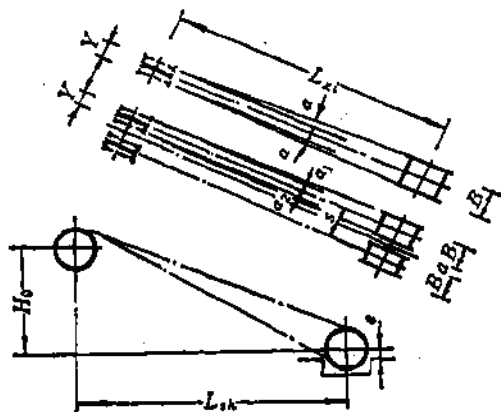


图 1-5-17 钢绳弦长计算图

单钩提升

$$L_{st} = \frac{B - Y}{2 \tan \alpha} \quad (1-5-55)$$

双钩提升

$$L_{st} = \frac{2B + a - S - Y}{2 \tan \alpha_1} \quad (1-5-56)$$

$$L_{sh} = \frac{S - a - Y}{2 \tan \alpha_1} \quad (1-5-57)$$

式中 B ——卷筒宽度, m;

Y ——游轮游动距离, m;

α ——单钩提升时, 钢绳最大偏角, ($^{\circ}$);

α_1, α_2 ——双钩提升时, 钢绳的最大外偏角和最大内偏角, ($^{\circ}$)。

由于游轮井架很矮, 按上述公式求得的最小弦长, 即可作为卷扬机与游轮的水平间距 L_{sh} , 然后再按下式求出实际弦长 L_{st} (m)

$$L_{st} = \sqrt{[(H_0 + R_s) - (e + R_d)]^2 + L_{sh}^2} \quad (1-5-58)$$

式中 H_0 ——井架高度, m;

R_s ——游轮半径, m;

R_d ——提升机的卷筒半径, m;

e ——卷筒中心至机房地坪的安装高度。查表1-5-52。

2) 偏角及仰角计算

单钩提升

$$\alpha = \tan^{-1} \frac{B - Y}{2L_{st}} \quad (1-5-59)$$

双钩提升

$$\alpha_1 = \operatorname{tg}^{-1} \left(\frac{2B + a - S - Y}{2L_{st}} \right) \quad (1-5-60)$$

$$\alpha_1 = \operatorname{tg}^{-1} \left(\frac{S - a - Y}{2L_{st}} \right) \quad (1-5-61)$$

仰角计算, 参见竖井单绳提升计算。

5.7.2 提升机及其机房配置

5.7.2.1 提升机及绞车

适用于斜井(坡)提升的提升设备种类较多, 主要有JTP、JTK型小型提升设备和

JTP、JTK型提升

序号	型号	卷筒			钢丝绳				容绳量 (m)	绳层数 (层)	最大速度 提升度 (m/s)	
		个数	直径	宽度	两卷心筒距	最大静力	最大静力	最大直径	破力断总和			
			(mm)			(kN)		(mm)	(kN)			
1	JTP-1.2	1	1.2	1		29.42	29.42 (19.61)	20.5	242.22	4	2.5 1.84	
2	2JTP-1.2	2		0.8		29.42	19.61				2.5 1.84	
3	JTP-1.6	1	1.6	1.2		44.13	44.13 (29.42)	24.5	338.33	4	3.06 2.45	
4	2JTP-1.6	2		0.9		44.13	29.42				3.06 2.45	
5	JTP-1.2	1	1.2	1		29.42		20.5		4	2.5 1.84	
6	2JTP-1.2	2		0.8		29.42	19.61				2.5 1.84	
7	JTP-1.6	1	1.6	1.2		44.13		24.5		4	3.06 2.45	
8	2JTP-1.6	2		0.9		44.13	29.42				3.06 2.45	
9	JTK-1.2	1	1.2	1		29.42		20.5		4	2.5 1.84	
10	2JTK-1.2	2		0.8		29.42	19.61				2.5 1.84	
11	JTK-1.6	1	1.6	1.2		44.13		24.5		4	3.06 2.45	
12	2JTK-1.6	2		0.9		44.13	29.42				3.06 2.45	

GKT型中小型提升设备, 以及JKA型大中型提升设备, 其技术性能分别见表1-5-46、表1-5-47、表1-5-48。JKA型提升机可配套微拖动装置, 根据需要, 制造厂可以成套供应, 其技术性能见表1-5-49。GKT型和JTP、JKA型的最大件外形尺寸和质量分别见表1-5-50和表1-5-51。

5.7.2.2 提升机房配置

提升机房主要配置尺寸见表1-5-52。

提升机房配置应考虑下列因素:

(1) 提升机房一般为一套提升设备配置。若有两套提升设备时, 应考虑设置隔音

绞车技术性能

表 1-5-48

减 速 比	电 动 机		旋变(除 转位电天 部质动 分量机轮)	机器外形尺寸 长×宽×高 (m)	机器质量 (除电控和 电动机) (t)	制 造 厂
	最大功率 (kW)	转 速 (r/min)				
24	75 55	980 730	2.023	4.572×4.3×1.45	7.048	上海冶金矿山机械厂
24	55 40	980 730	2.464	5.451×4.3×1.45	8.374	
20	185 130 115	980 730 585	2.819	5.831×4.8×1.925	10.904	
20	130 95 80	980 730 585	3.688	6.67×4.6×1.925	12.160	
24	75 55	980 730		4.63×4.3×1.45	7.00	锦州矿山机械厂
24	55 40	980 730		5.48×4.3×1.45	8.00	
20	185 130 115	980 730 585		5.826×4.8×1.925	11.00	
20	130 95 80	980 730 585		6.671×4.6×1.925	12.00	
24	75 55	980 730		4.721×3.047×2.063	7.30	
24	55 40	980 730		5.421×3.047×2.063	8.63	
20	185 130 115	980 730 585		5.878×3.836×2.063	11.73	
20	130 95 80	980 730 585		6.456×3.836×2.063	14.61	

GKT系列矿井提升机

序 号	型 号	卷 筒			钢 丝 绳				提升高度或 拖 运 长 度				最 大 提 速 (m/s)					
		个 数	直 径	宽 度	两中 心 卷筒 距	最 大 静 力	最 大 静 差	最 直 大 径	破 力 总 拉 和	一 层 值 绕	二 层 值 绕	三 层 值 绕		四 层 值 绕				
			(m)			(kN)		(mm)	(kN)	(m)								
1	GKT1.2×1-24	1	1.2	1	—	29.42	29.42 (19.61)	20	229.48	126	290	480	660	1.84 2.50				
2	GKT1.2×1-30													1.50 2.00				
3	GKT1.2×1.2-24													1.84 2.50				
4	GKT1.2×1.2-30													1.50 2.00				
5	GKT2×1.2×0.8-24	2	1.2	0.8	0.87	29.42	19.61	20	229.48	93	230	375	520	1.84 2.6				
6	GKT2×1.2×0.8-30													1.5 2.0				
7	GKT2×1.2×1-24			1.2	1.07									1.84 2.5				
8	GKT2×1.2×1-30									126	290	480	660	1.5 2.0				
9	GKT1.6×1.2-20	1	1.6	1.2	—	44.13	44.13 (29.42)	24.5	338.33	175	405	640	880	2.45 3.06 4.0				
10	GKT1.6×1.2-24													2.0 2.5 3.4				
11	GKT1.6×1.5-20			1.5	—									2.45 3.06 4.0				
12	GKT1.6×1.5-24									237	525	825	1130	2.0 2.5 3.4				
13	GKT2×1.6×0.9-20	2	1.6	0.9	0.854	44.13	29.42	24.5	338.33					2.45 3.06 4.0				
14	GKT2×1.6×0.9-24									120	288	465	640	2.0 2.5 3.4				

和提升绞车参数表

表 1-5-47

减 速 器		电 动 机		旋转部分 变位质量	机器外形 尺 寸	机器质量 (除电控和 电动机)	附 注	制 造 厂
型 号	速 比	最大功率 (kW)	转 速 (r/min)	(除电动 机和天轮) (t)	(长×宽×高) (不包括电机) (m)	(t)		
JSZ-2×350	24	55 75	720 970	2.48		5.65		重 庆 矿 山 机 械 厂
	30	45 75	720 970	3.44			老参数	
	24	55 75	720 970	2.545		5.80	加宽型	
	30	45 75	720 970	3.505			老参数 加宽型	
JSZ-2×350	24	40 55	720 970	3.25		7.30		
	30	37 45	720 970	4.21			老参数	
	24	40 55	720 970	3.50		8.00	加宽型	
	30	37 45	720 970	4.46			老参数 加宽型	
JSZ-2×450	20	115 130 185	585 730 980	4.58		10.50		重 庆 矿 山 机 械 厂
	24	95 115 155	585 730 980	5.42			老参数	
	20	115 130 185	585 730 980	4.805		11.00	加宽型	
	24	95 115 155	585 730 980	5.645			老参数 加宽型	
JSZ-2×450	20	80 95 130	585 730 980	4.95		11.00		
	24	75 80 115	585 730 980	5.75			老参数	

序 号	型 号	卷筒				钢 丝 绳				提升高度或 拖 运 长 度				最 大 提 升 速 度 (m/s)					
		个 数	直 径	宽 度	两中 心 筒距	最 大 静力	最 大 静差	最 直 大径	破力 断总和	一 层	二 层	三 层	四 层						
										短袋	罐袋	罐袋	罐袋						
			(m)			(kN)		(mm)	(kN)	(m)									
15	GKT ₂ ×1.6×1.2-20	2	1.6	1.2	1.254	44.13	29.42	24.5	338.33	175	405	640	880	2.45 3.06 4.0					
16	GKT ₂ ×1.6×1.2-24													2.0 2.5 3.4					
17	GKT ₂ ×1.5-20	1	2	1.5	—	58.84	58.84 (39.22)	26.5	405.50	260	590	930	—	5.0 3.7					
18	GKT ₂ ×1.5-30													3.3 2.5					
19	GKT ₂ ×1.8-20			1.8						330	720	1125	—	5.0 3.7					
20	GKT ₂ ×1.8-30													3.3 2.5					
21	GKT ₂ ×2×1-12.5	2	2	1.0	1.06	58.84	39.22	26.5	405.50	155	365	595	800	6.0 5.0 3.7					
22	GKT ₂ ×2×1-20													3.3 2.5					
23	GKT ₂ ×2×1-30													6.0 5.0 3.7					
24	GKT ₂ ×2×1.25-12.5			1.25	1.31					210	475	755	1030	3.3 2.5					
25	GKT ₂ ×2×1.25-20													8.5 6.8 5.6					
26	GKT ₂ ×2×1.25-30													4.7 3.9 3.5 2.6					
27	GKT ₂ ×2.5×1.5-11.5	2	2.5	1.5	1.60	88.26	53.94	31	661.95	290	650	1000	—	8.5 6.8 5.6					
28	GKT ₂ ×2.5×1.5-20													4.7 3.9 3.5 2.6					
29	GKT ₂ ×2.5×1.5-30													8.5 6.8 5.6					

注: 1. 该厂生产 $\phi 1.2 \sim \phi 2.5$ m单、双卷筒提升机, 并成套供应(包括电控, 但 $\phi 1.2$ m不供应动力制动装置)。

为满足斜井长距离提升需要, 还增加了卷筒加宽型产品。

2. 采用双力线中心驱动减速器。

续表

减 速 器		电 动 机		旋转部分 变位质量 (除电动机 和天轮) (t)	机器外形 尺 寸 (长×宽×高) (不包括电机) (m)	机器质量 (除电控和 电动机) (t)	附 注	制 造 厂
型 号	速 比	最大功率 (kW)	转 速 (r/min)					
JSZ-2×450	20	80 95 130	585 730 980	5.48		12.85	加宽型	重 庆 矿 山 机 械 厂
	24	75 80 115	585 730 980	6.26			老参数 加宽型	
JSZ-2×550	20	310 240	980 735	8.20		16.20		
	30	215 155	980 730	11.86				
	20	310 240	980 735	8.52		16.85	加宽型	
	30	215 155	980 730	12.18				
JSZ-2×500	12.5	245	735	6.22		20.50		
	20	215 115	980 730	7.80				
	30	155 110	980 730	11.00				
	12.5	245	735	6.80		22.05	加宽型	
	20	215 155	980 730	8.40				
	30	155 110	980 730	11.60				
JSZ-2×550	11.5	475 400 330	750 580 490	10.88 (11.58)		31.54 (32.86)		
	20	280 230	730 580	12.09 (12.81)				
	30	200 155	730 580	14.40 (15.12)				

3. 深度指示器为滚筒牌坊式深度指示器。

4. 制动器均为盘式制动器。

5. 滚筒上出线角可为零度。

JK型单绳缠绕式矿

序号	型 号	卷 筒				钢 丝 绳				提升高度或运输长度			
		个数	直径	宽度	两中 卷心 筒距	最 大 静 力	最 大 静 差	最 重 大 径	破 力 总 和	一 层 绕	二 层 绕	三 层 绕	四 层 绕
		(m)				(kN)		(mm)	(kN)	绳槽/木衬 (m)			
1	JK-2/20A	1	2	1.5	—	58.84	58.84	24.5	381.48	275/306	613/669	998/1060	—
2	JK-2/30A	1	2	1.5	—	58.84	58.84	24.5	381.48	275/306	613/669	998/1060	—
3	JK-2.5/20A	1	2.5	2	—	88.26	88.26	31	596.73	356/403	803/843	1255/1320	—
4	JK-2.5/30A	1	2.5	2	—	88.26	88.26	31	596.73	356/403	803/843	1255/1320	—
5	JK-3/20A	1	3	2.2	—	127.49	127.49	37	859.06	431/460	894/930	1395/1460	—
6	2JK-2/11.5A	2	2	1	1.09	58.84	39.22	24.5	381.48	164/177	357/387	573/628	—
7	2JK-2/20A	2	2	1	1.09	58.84	39.22	24.5	381.48	164/177	357/387	573/628	—
8	2JK-2/30A	2	2	1	1.09	58.84	39.22	24.5	381.48	164/177	357/387	573/628	—
9	2JK-2.5/11.5A	2	2.5	1.2	1.29	88.26	53.94	31	596.73	205/216	435/460	700/745	—
10	2JK-2.5/20A	2	2.5	1.2	1.29	88.26	53.94	31	596.73	205/216	435/460	700/745	—
11	2JK-2.5/30A	2	2.5	1.2	1.29	88.26	53.94	31	596.73	205/216	435/460	700/745	—
12	2JK-3/11.5A	2	3	1.5	1.59	127.49	78.45	37	859.06	262/282	551/596	875/955	—
13	2JK-3/20A	2	3	1.5	1.59	127.49	78.45	37	859.06	262/282	551/596	875/955	—
14	2JK-3/30A	2	3	1.5	1.59	127.49	78.45	37	859.06	262/282	551/596	875/955	—
15	2JK-3.5/11.5A	2	3.5	1.7	—	166.71	112.73	43	1162.09	310/329	646/690	—	—
16	2JK-3.5/20A	2	3.5	1.7	—	166.71	112.73	43	1162.09	310/329	646/690	—	—
17	2JK-4/11.5A	2	4	2.1	—	205.94	137.29	47.5	1402.35	—	—	—	—
18	2JK-4/20A	2	4	2.1	—	205.94	137.29	47.5	1402.35	—	—	—	—
19	2JK-5/11.5A	2	5	2.3	—	254.97	176.62	52	1672.03	—	—	—	—

注：1.卷筒上出绳角为零度，下出绳角为15°。

2.卷筒绳槽有木衬垫和筒壳带绳槽式两种，可任意选用。表中所列数据，斜线上方为绳槽式的，下方为木衬垫的。

井提升机技术性能

表 1-5-48

最大提升速度 (m/s)	减 速 器		电 动 机		旋转部分 空位质量 (除电动机 和天轮) (t)	机器外形尺寸 (长×宽×高) (不包括电机) (m)	机器质量 (除电控和 电动机) 绳槽/木衬 (t)	制 造 厂
	型 号	速比 i	最大功率 计算值 (kW)	转 速 (r/min)				
5.11 3.82 3.40 2.55	PTH800(2)	20	326 244	975 730	10.14	10.4×8.7×2.9	34.89/33.76	洛 阳 矿 山 机 器 厂
		30	218 163	975 730	11.09			
4.78 3.80 3.19 2.53	PTH1000(2)	20	453 364	730 580	21.39	13.0×9.7×2.9	54.77/53.8	
		30	306 243	730 580	20.67			
5.73 4.66 3.81	PTH1250(2)	20	784 631 628	730 580 485	28.28	13.5×10.5×2.9	77.06/74.7	
6.65	PTH710(2)	11.5	283	730	10.01	12.7×9.5×2.9	37.71/36.4	
5.11 3.82		20	218 163	975 730	11.40			
3.40 2.55		30	145 109	975 730	11.94			
8.31 6.60 5.52	PTH900(2)	11.5	487 387 324	730 580 485	17.66	13.9×9.5×2.9	54.98/53.2	
4.78 3.80		20	280 223	730 580	20.71			
3.19 2.53		30	187 148	730 580	23.64			
9.97 7.92 6.62	PTH1000(2)	11.5	850 675 565	730 580 485	27.23	14.5×10.0×2.9	74.11/70.8	
5.73 4.56		20	489 348	730 580	27.94			
3.82 3.04		30	326 259	730 580	27.44			
11.63 9.24 7.73	PTH1250(2)	11.5	1426 1136 947	730 580 485	30.96		99.60/96.0	
6.69 5.31 4.44		20	820 651 545	730 580 485				
10.36 8.83		11.5	1576 1318	580 485				
6.07 5.08		20	906 758	580 485				
13.20 11.04		11.5	2533 2118	580 485				

3. 微拖动装置可根据需要按表1-5-49选用。微拖速度为0.3~0.6m/s。

4. 减速器有平行轴减速器和行星轮减速器两种。本表只列出前者型号, 后者系列产品待研制, 但用户可根据需要与厂方协商, 另行订货。

表 1-5-49

矿井提升机微拖带装置系列选用表

种 类 号	提升机型号	主 速 比			气 源 合 器 装 置			减 速 器			电 动 机			提升机 微拖带 速度 (m/s)	主 轴 静 矩 (kN·m)	接 触 电 机 功 率 (kW)	总 质 量 (kg)
		图 号	规 格	数 量	图 号	规 格	数 量	图 号	规 格	数 量	功 率 (kW)	转 速 (r/min)	数 量				
1	JK-2/20A	20	TSO64-1P	1-φ500	5.88	1	TSO64-38P	A650-IV-1	12.64	1	YZR-250M ₁	30	1000	0.41	3.20	28.19	2338
2	JK-2/30A	30						A650-I-1	8.23					0.42	2.13	28.88	2338
3	JK-2.5/20A	20	TSO64-15P	2-φ500	11.77	1	TSO64-38P	A650-III-1	12.64	1	YZR-280M	45	750	0.39	6.00	40.22	2803
4	JK-2.5/30A	30						A650-I-1	8.23					0.4	4.00	41.25	2803
5	JK-3/20A	20	TSO64-20P	2-φ700	24.52	1	TSO64-96P	A750-I-1	12.64	1	YZR-315M	63	600	0.37	10.39	55.12	3751
6	JK-2/11.5A	11.5						A650-V-1	23.34					0.39	3.71	17.87	2224
7	JK-2/20A	20	TSO64-1P	1-φ500	5.88	1	TSO64-38P	A650-III-1	12.64	1	YZR-225M	25	1000	0.41	2.13	18.79	2224
8	JK-2/30A	30						A650-I-1	8.23					0.42	1.42	19.25	2224
9	JK-2.5/11.5A	11.5						A650-V-1	20.49					0.42	6.37	20.5	2393
10	JK-2.5/20A	20	TSO64-15P	2-φ500	11.77	1	TSO64-38P	A650-III-1	12.64	1	YZR-250M ₁	30	750	0.39	3.66	24.58	2393
11	JK-2.5/30A	30						A650-I-1	6.23					0.4	2.44	25.21	2393
12	JK-3/11.5A	11.5						A650-V-1	23.34					0.44	11.12	40.33	2803
13	JK-3/20A	20	TSO64-15P	2-φ500	11.77			TSO64-38P	15.75		YZR-280M	45	750	0.37	6.40	33.92	2803
14	JK-3/30A	30						A650-II-1	10.35					0.38	4.26	34.93	2803
15	JK-3.5/11.5A	11.5	TSO64-15P	2-φ500	11.77	2	TSO64-38P	A650-V-1	31.5	2	YZR-250M ₁	30	750	0.38	18.65	50	3953
16	JK-3.5/11.5A	11.5						A750-IV-1	23.34					0.41	18.65	54.03	3751
17	JK-3.5/20A	20	TSO64-20P	2-φ700	24.52	1	TSO64-96P	A750-I-1	12.64	1	YZR-315M	63	600	0.43	10.73	57.81	3751
18	JK-4/11.5A	11.5	TSO64-20P	2-φ700	24.52	2	TSO64-96P	A750-V-1	31.5	2	YZR-280M	45	750	0.43	25.95	68.98	6398
19	JK-4/11.5A	11.5	TSO64-20P	2-φ700	24.52	1	TSO64-96P	A750-II-1	31.5	1	YZR-315M	63	600	0.35	25.99	55.65	3751

续表

种 类 号	提升机型号	气源离合器装置			减 速 器			电 动 机				提升 机额定 速度 (m/s)	主电动机 额定功率 (kW)	主电动机 额定转矩 (kN·m)	电动机 总质量 (kg)			
		图 号	规格	额定 转矩 (kN·m)	图 号	规格	速 比	数 量	型 号	功率 (kW)	转 速 (r/min)					数 量		
20	2JK-4/20A	TSO64-20P	2-φ700	24.52	1	TSO64-96P	A750-II-1	15.76	1	YZR-315M	63	600	1	II	0.40	14.92	64	3751
21	2JK-5/11.5A	TSO64-20P	2-φ700	24.52	2	TSO64-96P	A750-V-1	31.5	2	YZR-315S	45	600	2	V	0.43	41.71	88.69	6795
22	JKM-1.35/4(I)						A650-III-1	31.5							0.42	8.05	28.88	2430
23	JKM-1.35/4(II)	TSO64-15P	2-φ500	11.77	1	TSO64-38P	A650-V-1	23.34	1	YZR-250M1	30	1000	1	II	0.4	5.63	27.50	2430
24	JKM-1.35/4(II)						A650-V-1	20.49							0.41	5.14	28.19	2430
25	JKM-2/4(I)						A650-III-1	31.5							0.45	8.70	30.84	2430
26	JKM-2/4(I)	TSO64-15P	2-φ500	11.77	1	TSO64-38P	A650-V-1	23.34	1	YZR-250M1	30	1000	1	II	0.43	6.09	29.56	2430
27	JKM-2/4(I)						A650-V-1	23.34							0.39	5.58	26.91	2430
28	JKM-2.35/4(I)						A650-III-1	31.5							0.38	9.79	26.13	2393
29	JKM-2.35/4(II)	TSO64-15P	2-φ500	11.77	1	TSO64-38P	A650-V-1	20.49	1	YZR-250M2	30	750	1	II	0.41	6.85	28.19	2393
30	JKM-2.35/4(II)						A650-V-1	20.49							0.37	6.26	25.44	2393
31	JKM-2.35/4(II)						A750-V-1	31.5							0.38	18.27	39.19	3619
32	JKM-2.35/4(I)	TSO64-20P	2-φ700	24.52	1	TSO64-96P	A750-II-1	20.49	1	YZR-315S	45	600	1	II	0.41	12.79	42.28	3619
33	JKM-2.35/4(II)						A750-V-1	20.49							0.37	11.68	38.16	3619
34	JKM-2.35/4(II)	TSO64-20P	2-φ700	24.52	1	TSO64-96P	A750/650 II/III/1	31.5							0.37/	19.29	21.37/3619/	3955
35	JKM-2.35/4(II)						A750/650 III/III/1	20.49/1/		YZR-315S/	45/30	600/750	1/	II/V	0.41/	13.50	44.63/3619/	3955
36	JKM-2.35/4(II)	TSO64-15P	2-φ500	11.77	2	TSO64-38P	A750/650 III/III/1	20.49/		YZR-250M2			2		0.45/	12.33	48.98/3955	
37	JKM-2.35/4(II)						A750-V-1	31.5							0.37/	12.33	40.23/3619/	3955
38	JKM-2.35/4(II)	TSO64-20P	2-φ700	24.52	2	TSO64-96P	A750-V-1	23.34							0.44	32.99	70.58/6795	
							A750-III-1	23.34							0.42	23.10	67.38/6795	

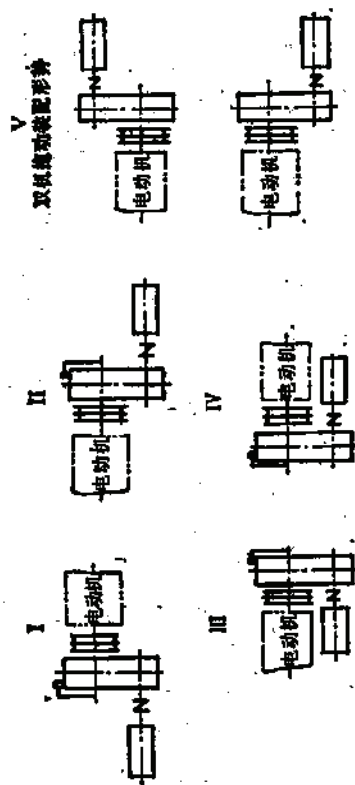
续表

种 类 号	提升机型号	气液离合器装置			减 速 器			电 动 机			提升 机 速 度 (m/s)	主机要 求轴静 矩 (kN·m)	电动机 功率 (kW)	总质 量 (kg)
		图 号	规格	额定 扭矩 (kN·m)	图 号	规格	数量	型 号	功率 (kW)	转 速 (r/min)				
39	JKM-3.25/4(I)	TSO64-20P	2-φ700	24.52	TSO64-96P	A750-IV-i	2	YZR-315S	45	600	0.38	21.09	60.96	6795
40						A750-V-i					0.38	30.46	65.31	6795
41	JKM-2.8/6(II)	TSO64-20P	2-φ700	24.52	TSO64-96P	A750-III-i	2	YZR-315S	45	600	0.41	21.32	70.47	6795
42						A750-III-i					0.37	18.48	63.69	6795
43	JKM-4/4(II)	TSO64-20P	2-φ700	24.52	TSO64-96P	A750-V-i	2	YZR-315S	45	600	0.38	36.65	78.38	6795
44						A750-IV-i	2				0.45	32.30	92.81	6795

注: 1. 表中 $x \times x / x \times x$ 线上为单机驱动, 线下为双机驱动。

2. 表中装配形式栏内, 指产品一般常规右旋配方式, 如使用单位需左旋时必须在设计合同上注明, 另行选配。

装配形式:



3. 型号表示示例:

双级减速装置TSO64 II B
名称 图号 种类号第5种
装配形式 II 型

GKT型提升机和绞车最大件外形尺寸和质量

表 1-5-50

提升机名称	主 轴 装 置		卷 筒		制 动 盘	
	外形尺寸 (mm)	质 量 (kg)	外形尺寸 (mm)	质 量 (kg)	外形尺寸 (mm)	质 量 (kg)
1.2m单筒	2214×φ1450	2010	1370×φ1450	925	—	—
1.2m双筒	2670×φ1450	3915	1130×φ1450	875	—	—
1.6m单筒	2915×φ1925	4932	1430×φ1925	1358	280×φ1925	819
1.6m单筒(卷筒剖分)	2915×φ1925	6131	1430×1625×962.5	746	230×1925×962.5	480
1.6m双筒	3564×φ1900	5820	1240×φ1900	1881	273×φ1900	769
1.6m双筒(卷筒剖分)	3564×φ1900	7080	958×1900×950	550	273×1900×950	378
2m单筒	3715×φ2420	8046	1590×φ2340	2618	345×φ2420	939
2m单筒(卷筒剖分)	3715×φ2420	8234	1590×2340×1170	1394	345×2420×1210	410
2m双筒	4215×φ2340	10170	1395×φ2340	2472	320×φ2340	920
2m双筒(卷筒剖分)	4215×φ2340	11180	1065×2340×1170	1512	320×2340×1170	462

JTP、JKA型提升机最大件外形尺寸和质量

表 1-5-51

设备型号	主 轴 装 置		主 轴 装 配		半 个 卷 筒	
	φ×L(mm)	质 量 (kg)	φ×L(mm)	质 量 (kg)	φ×B(mm)	质 量 (kg)
JTP-1.2	φ1570×2164	2231	φ428×2066	700	φ1450×1321	885
2JTP-1.2	φ1570×3162	4043	φ528×3056	1203	φ1450×1121	786
JTP-1.6	φ1965×2532	4225	φ535×2418	1310	φ1570×1238	1112
2JTP-1.6	φ1925×3529	7091	φ644×3413	1952	φ1570×938	897
JK-2/20A	φ2570×3250	9684 (10796)	φ730×3160	3365	φ2340×1900	932 (1308)
JK-2.5/30A	φ3070×4310	17555 (18498)	φ920×4230	6065	φ2865×2711	1986 (2481)
JK-3/20A	φ3560×4556	25160 (27580)	φ1085×4477	9151	φ3390×2915	2993 (3968)
2JK-2/20A ^{11.5} ₃₀	φ2570×4270	15043 (16299)	φ720×4187	3342	φ2340×1395.5	677 (889)
2JK-2.5/20A ^{11.5} ₃₀	φ3070×4835	22902 (24684)	φ920×4766	5553	φ2865×1595.5	1174 (1420)
2JK-3/20A ^{11.5} ₃₀	φ3560×6505	34488 (37687)	φ1085×5442	9022	φ3390×1897.5	1952 (2534)
2JK-3.5/20A ^{11.5} ₂₀	φ4040×5985	46987 (48386)	φ1430×5918	12676	φ3845×2097.5	2818 (3154)

注: 括号内质量为槽式结构卷筒的提升机部件质量。

设施。

(2) 为便于设备的操作、拆装、检修及运输,主机突出部分与墙之间的净距不小于1.2~1.5m(1.6m及以下绞车取下限,2m及以上提升机取上限)。电动机与墙之间的净距不小于电动机长加0.5m。

(3) 提升机房下弦高,对 $\phi 3.5\text{m}$ 及以下中小型提升机,可按卷筒直径加2.5~3.5m计算。卷筒直径小取下限,反之取上限。若提升机出绳仰角较大时,下弦高的确定还应考虑机房具体配置要求,如吊车梁空间位置和吊车运行范围不受卷筒出绳干扰等。对 $\phi 4\text{m}$ 及以上的大型提升机房的下弦高,按具体配置要求而定。

(4) 手动桥式起重机的大梁安设方向,当钢绳的出绳仰角较小时,一般宜垂直于提升机主轴方向安设;当钢绳的出绳仰角较大且上出绳孔标高高于起重机轨面时,可以平行于主轴方向安设。

(5) 在提升机服务年限内,需更换电动机时,应考虑其换装的可能性,但以换装一次为宜。

(6) 较大型的提升机房应设安装孔,安装孔的位置应便于运进设备,并尽量与提升机主轴的轴线在一条直线上。安装孔的尺寸按设备不可拆的最大件考虑;宽度按最大件宽加0.8m,高度按最大件高加1.2m。可以利用大门运进设备的小型绞车机房,不设安装孔。

(7) 当机房有地下室时,为利于采光,地下室顶板最好能高出地面1.2~1.5m。楼板荷重一般按12~20kPa计算,但对设备运输通道部分须按设备最大件重量考虑。机房地坪应当开设吊装孔(加盖板)。

(8) 需用压缩空气的提升机房。压缩空气尽可能引自地面空压站,而以自备空压机作为备用。自备空压机不应靠近操作台,应当尽可能布置在隔间内。

(9) 室内要有良好的通风和照明条件,面对司机的墙壁,除了开绳孔外,可不再开窗户,如果必须开窗,应有遮光设施。主绳孔应保证钢绳在运行中不得与墙壁摩擦,绳孔下缘应设垫木或托辊。绳孔尺寸、高度一般取600mm,即由钢绳中心向上取350mm,向下取250mm;绳孔宽度按卷筒宽度加0~200mm计算。

(10) 机房若考虑设电控及配电间,一般配置在提升机的右侧或后侧。

5.7.2.3 提升机房的起重设施

为便于检修,卷筒直径2.5m及以下的提升机,设手动桥式起重机及爬梯;卷筒直径2m及以下的提升机,设固定起重梁或手动葫芦用单轨行车,但其安设位置应尽量照顾到主轴承、盘形闸座、减速器上盖和主电动机的起吊方便。

提升机房起重力主要按主电动机的质量确定,但不得小于表1-5-53中所列之值。

手动单梁起重机规格见表1-5-54。

手动双梁起重机规格见表1-5-55。

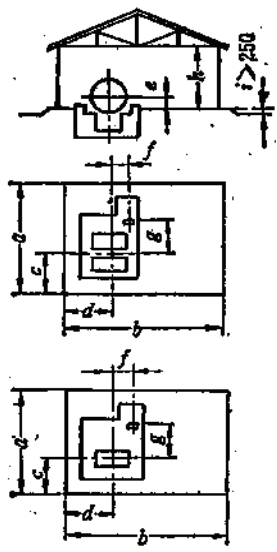
5.7.3 卷扬道

5.7.3.1 轨型选择

钢轨的轨型选择,应根据提升方式、提升容器类型、提升速度、提升量、斜井(坡)倾角、重车运行方向、服务年限等因素选择轨型。当轮压大、斜井(坡)倾角大、重车下放

提升机房配置尺寸表

表 1-5-52

	设备型号					卷筒中心至联轴器边缘尺寸 g	e	f	
									(mm)
							JTP-12	1087	550
						2JTP-1.2	1291	800	1150
						JTP-1.6	1715	550	850
						2JTP-1.6	1475	700	1000
						JK-2/20,30A	1998	1380	1360
						JK-2.5/20,30A	2420	1710	1710
						JK-3/20A	2582	2150	2150
						2JK-2/11.5,20,30A	2324	1210	1210
						2JK-2.5/11.5,20,30A	1616	1530	1530
						2JK-3/11.5,20,30A	2972	1710	1710
						2JK-3.5/11.5,20A	3230	2150	2150
						GKT1.2×1-24,30	1225	400	0
						GKT1.2×1.2-24,30	1325	400	0
						GKT2×1.2×0.8-24,30	1685	400	0
						GKT2×1.2×0.8-21,30	1885	400	0
						GKT1.6×1.2-20,24	1615	600	0
						GKT1.6×1.5-20,24	1765	600	0
						GKT2×1.6×0.9-20,24	1865	590	0
						GKT2×1.6×1.2-20,24	2165	590	0
						GKT2×1.5-20,30	1981	780	0
						GKT2×1.8-20,30	2131	780	0
						GKT2×2×1-12.5,20,30	2203	650	0
						GKT2×2×1.25-12.5,20,30	2453	650	0
						GKT2×2.5×1.5-11.5,20,30	2940	800	0
注: 1.提升机房按JTP、JKA和GKT型提升机的主要尺寸配置,仅供参考。 2.提升机房按单电动机拖动和不采用微机拖动装置配置。									

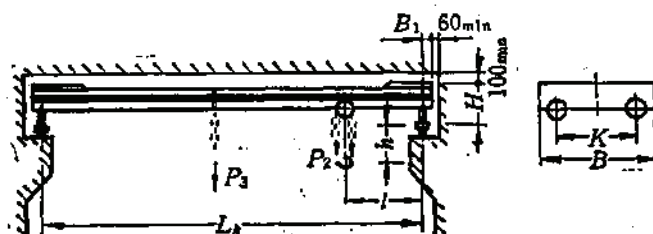
提升机房起重设备能力

表 1-5-53

卷筒直径(m)	1.2	1.6	2.0	2.5	3.0	3.5	4.0	5.0	6.0
起吊能力(kN)	9.8	19.6	49	49	49	49	98.1	147.1	196.1

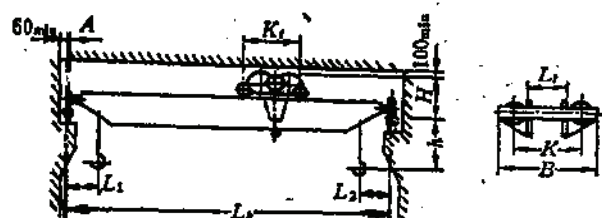
手动单梁起重机规格表

表 1-5-54



起重力 (kN)	跨度 L_k	起重高	钢轨宽	基 本 尺 寸				吊钩极限		牵 引 力			大 车	设备
	(m)			K	B	H	B_1	h	L	起重 P_1	小车 P_2	大车 P_3	轮 压 (kN)	质量 (t)
9.81	8	3~10	40、50	1200	1800	520	145	580	380	206	59	98	6.96	0.81
	9												7.16	0.85
	10												7.45	0.94
	11												7.74	1.04
	12												7.94	1.09
	13												8.34	1.25
19.61	14			8.43	1.31									
	8	3~10	40、50	1200	1800	520	145	750	415	324	118	147	11.67	0.87
	9												12.06	1.00
	10												12.86	1.06
	11												12.65	1.16
	12												13.04	1.32
13									13.34				1.48	
29.42	14			13.72	1.55									
	8	3~10	40、50	1200	1800	520	145	940	485	343	137	196	16.97	1.05
	9												17.26	1.13
	10												17.55	1.20
	11												18.04	1.39
	12												18.34	1.46
13									19.03				1.72	
49.03	14			19.32	1.80									
	8	3~10	40、50	1200	1800	520	150	1250	560	373	196	245	20.45	1.28
	9												20.68	1.36
	10												27.66	1.60
	11												28.05	1.73
	12												28.93	1.88
13									29.22				2.09	
88.07	14			29.52	2.21									
	8	3~10	50、70	1200	2800	720	160	1440	585	373	245	294	51.09	1.77
	9												51.88	1.87
	10												52.76	2.05
	11												53.55	2.25
	12												53.94	2.38
13									54.92				2.67	
88.07	14			55.41	2.83									

表 1-5-55



起重力 (kN)	跨度 L_k	起重高度 (m)	钢 轨 宽	基 本 尺 寸						吊 钩 限 界			牵 引 力			大 车 轮 压 (kN)	设 备 质 量 (t)
	K			B	H	A	K_1	L_1	h	L_2	L_3	起重	大车	小车			
																(N)	
98.1	10	10、12、14、16	40、50 60、70	2200	2895	950	160	1300	1300	680	980	1020	520	343	157	55.60	3.79
	11															56.49	4.00
	12															58.55	4.60
	13															59.53	4.85
	14															61.10	5.30
	15															61.88	5.57
	16															63.74	6.25
	17															64.63	6.54
147.1	10	10、12、14、16	50、60、70	2600	3200	1170	170	1500	1600	800	1000	1260	569	245	245	86.59	5.12
	11															87.97	5.4
	12															90.42	5.98
	13															91.59	6.23
	14															94.34	7.21
	15															95.71	7.66
	16															97.67	8.21
	17															99.05	8.57
196.1	10	10、12、14、16	60、70	2600	3200	1170	170	1500	1600	800	1000	1260	628	284	284	107.19	5.45
	11															109.15	5.76
	12															111.21	6.30
	13															113.17	6.63
	14															115.52	7.47
	15															117.09	7.85
	16															120.23	8.74
	17															122.19	9.55

时, 应选用型号及刚度较大的轨型。

轨型选择参见表1-5-56。

轨 型 选 择 表

表 1-5-56

提升容器载重量(t)	钢轨类型(kg/m)	提升容器载重量(t)	钢轨类型(kg/m)
<1	12	<8	30, 33, 38
<2	18	<12	33, 38, 43
<5	22, 30	>12	43以上

5.7.3.2 道床及钢轨固定

道床的结构形式有轨枕碎石道床和整体道床。

轨枕碎石道床投资少, 施工容易, 使用较广。但轨枕碎石道床只适用于倾角 30° 以下的斜井或斜坡道, 其维修工作量较大, 运行平稳性差, 道床排水和矿石撒落的清理都较困难。

整体道床有条带式和混凝土墩式两种。整体道床具有维修工作量少, 经营费低, 运行平稳性好, 撒矿清理容易, 服务年限长等优点。但投资大, 施工要求较严格。

矿车组提升斜井(坡)一般采用轨枕碎石道床。若提升量大, 服务年限长, 也可采用整体道床。对于兼作提人的矿车组提升斜井(坡), 应结合人车断绳保险装置的要求确定道床的结构形式。国产XRC型斜井人车断绳保险装置适用于木轨枕碎石道床。

斜井箕斗提升, 由于提升量较大, 提升速度较高, 对道床结构形式的要求比矿车组提升要高, 不少矿山采用或改用整体道床后, 效果良好。所以对于倾角较大、重载下放运行的大箕斗卷扬道, 以采用整体道床为宜。

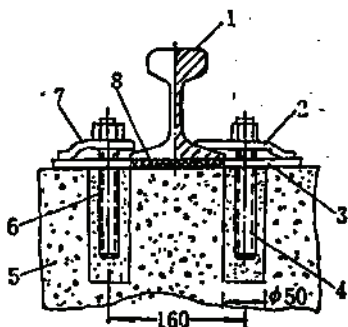


图 1-5-18 扣板扣紧钢轨配置图

1—38kg/m钢轨, 2—中间扣板, 3—铁座;
4—螺纹道钉, 5—混凝土道床, 6—硫磺锚固
剂, 7—接头扣板, 8—橡胶垫板(110×110
×8); 图中左侧表示用接头扣板, 右侧表示
用中间扣板

整体道床的钢轨固定是通过锚固在轨梁中的螺纹道钉和扣板式扣件, 把钢轨紧紧地扣压在道床的轨梁上。一般按图1-5-18配置。但箕斗掉道时, 其车轮易碰弯螺纹道钉头, 使扣板不能紧扣钢轨, 且修复困难, 其改进见图1-1-12b图所示。

整体道床一般采用硫磺锚固螺纹道钉, 其抗拔力强, 道钉拆换容易, 使用寿命长。

5.7.3.3 卷扬道线路布置形式

单钩斜井(坡)提升的卷扬道为单线布置。双钩斜井(坡)提升的卷扬道线路形式较多, 常见的

几种形式如下:

1. 全线均为双线

适用于装载点多、运行速度快、线路较短的双箕斗提升或带平衡锤的台车提升, 以及运量较大、出矿水平多的双钩矿车组提升。

2. 靠近装矿处为单轨, 其他部分为双线

这种布置形式主要为了装矿方便,在装矿站只需安装一套装矿设施。

3. 中间错车道和卸矿处为双轨,其他部分为单轨的双箕斗提升卷扬道

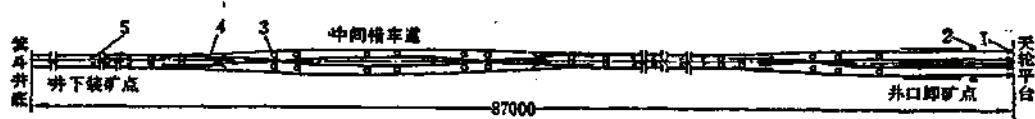


图 1-5-19 牟定铜矿 1 号箕斗井卷扬道轨道布置

1—二次过卷弯头；2—一次过卷行程开关；3—立绳及平托辊；4—对称道岔；5—平托辊

如图1-5-19所示,这种线路形式主要用于长距离坑内斜井提升,可减少开拓工程量,降低材料消耗,缩短建设工期。生产实践表明,这种线路布置形式效果良好。但提升钢绳磨损大,箕斗过道岔时运行不平稳,施工时对线路调整比较复杂,并对箕斗的结构、线路道岔、导绳轮的结构和配置要作某些特殊处理。

采用这种线路布置,注意事项如下,

(1) 重载提升时,为了防止上部卸矿箕斗卸出的矿石冲打另一箕斗的提升钢绳,在井口至卸矿处应铺设双轨。

(2) 提升机卷筒作多层缠绕时,由于卷筒不同层位钢绳线速度不一样,在错车前,提升侧钢绳速度偏小,下放侧钢绳速度偏大,因而错车位置偏下。错车道直线部分长度一般不小于10m,还应留有适当的余量,以保证切除试验钢绳和转换1/4圈卷筒位置时,能适应错车位置的变化。错车道的道岔选用6号以上对称道岔,道岔后平面曲线半径不小于30m。

(3) 对箕斗结构的特殊要求。为使两箕斗在中间错车道上控制错车方向,要求箕斗两侧车轮轮缘结构不同:左箕斗左侧和右箕斗右侧的车轮为槽轮,起导向作用,另一侧车轮为平轮,便于通过道岔,如图1-5-20中所示。这种车轮结构对轨道产生较大分力,对线路质量要求较高。

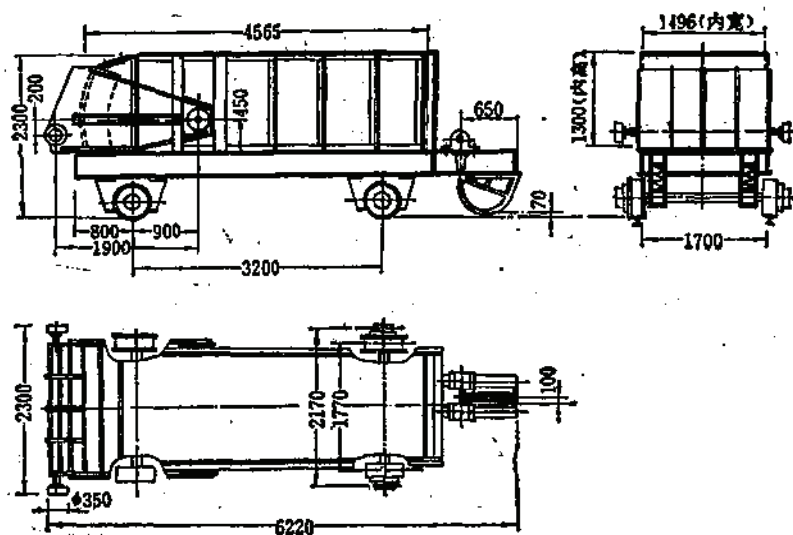


图 1-5-20 后卸式箕斗结构图

为避免两提升钢绳运行时互相干扰,要求两提升钢绳各自偏离轨道中心线 100 mm 左右,左箕斗的提升钢绳向左偏离,右箕斗的提升钢绳向右偏离。钢绳在道岔处的位置均低于钢轨轨面,从而保证箕斗顺利地越过另一箕斗的牵引钢绳。牟定铜矿 1 号斜井箕斗的提升钢绳出绳点高于轨面 50~70 mm,在距离箕斗 10 m 后,钢绳就低于轨面。

(4) 为了防止提升钢绳被钢轨磨损和箕斗车轮碾压,除采取上述措施外,还要求在轨间每隔 8 m 左右安装一个托辊。托辊有两种,一种是平托辊,即单绳轮托辊,安装在双轨道、道岔及错车道以下的单轨道上;另一种为双绳轮托辊,如图 1-5-21 所示,安装在错车道以上的单轨道上。在道岔及错车道处,还应安设立辊(图 1-5-22),与平托辊组合配置,使提升牵引钢绳的导向与箕斗在错车道上运行方向一致。此外,在道岔处设有绳槽,防止箕斗在道岔中行驶时碾压另一箕斗的牵引钢绳。

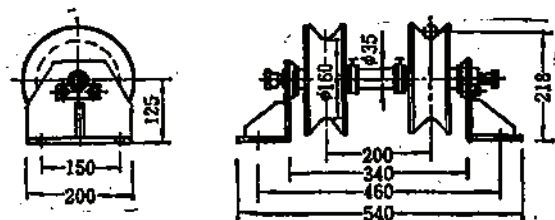


图 1-5-21 $\phi 160$ 单轴双绳轮图

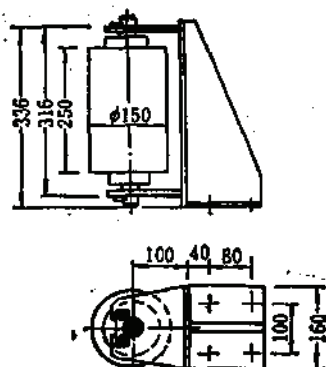


图 1-5-22 $\phi 150 \times 250$ 立辊图

5.7.3.4 轨道防滑

斜井(坡)卷扬道上的轨道受钢轨自重沿倾斜方向的分力、矿车运行时车轮与轨头之间的摩擦力及车轮在钢轨接头处冲击力等的作用,经常迫使轨道产生下滑现象,严重时造成钢轨连接螺栓被拉断,局部线路变形,影响提升容器的正常运行,甚至造成严重事故。

轨道下滑的大小程度与斜井(坡)倾角、提升钢绳的终端荷重、提升速度、道岔结构、线路质量及维修情况、工程地质条件等情况有关,所以影响因素复杂,各个矿山采取的防滑方法各不一样,但基本上可分为固定轨枕法和固定钢轨法两种。实践表明,后者使用效果较好,为多数矿山采用。

固定钢轨法,即在底板上每隔一定的距离设一混凝土底梁或其他固定装置,将钢轨固定其上,以阻止钢轨下滑。下面介绍几种固定钢轨的防滑方法。

(1) 京西门头沟龙门主坡采用的防滑装置,如图 1-5-23 所示。井筒中每隔 20 m 设一防滑底梁。但枕木易被槽钢挤压,且易腐烂,不能经久耐用。

(2) 淮南李郢孜一号箕斗斜井延深部分的防滑措施是在井筒中每隔 40 m 设一混凝土底梁和防滑装置,如图 1-5-24 所示。这种装置强度和可靠性较好,但构件加工较复杂。

(3) 抚顺西露天人车斜坡防滑装置,如图 1-5-25 所示。利用特制的鱼尾板卡在两枕木之间,以防止钢轨下滑,使用效果良好。

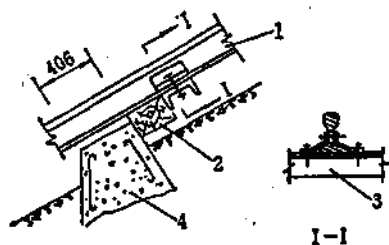


图 1-5-23 固定钢轨法(一)

1—24kg/m钢轨; 2—枕木, $L=2200$; 3—槽钢
 $[140 \times 65 \times 6, L=1100]$; 4—钢筋混凝土底座

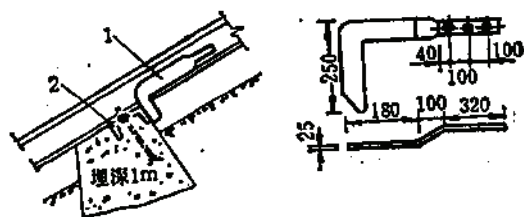


图 1-5-24 固定钢轨法(二)

1—特制鱼尾板; 2—槽钢14号

(4) 牟定铜矿1号箕斗斜井采用穿销式防爬器,如图1-5-26所示,每隔6m安装一对,装在整体道床预留槽中。向下滑的力愈大,销子楔得愈紧。使用效果良好。

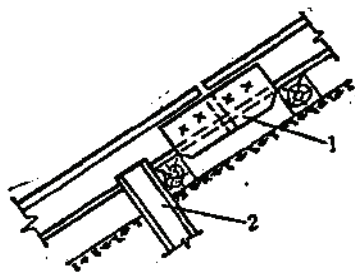


图 1-5-25 固定钢轨法(三)

1—特制鱼尾板; 2—15kg/m钢轨

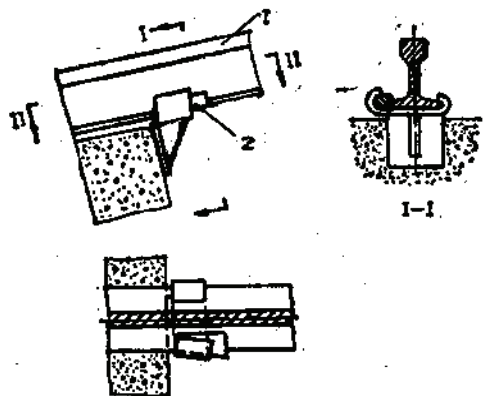


图 1-5-26 固定钢轨法(四)

1—43kg/m钢轨; 2—穿销

5.7.4 甩车道

斜井(坡)倾角小于 30° 的矿车组提升,其卷扬道与各阶段(或水平)一般采用甩车道联接。

5.7.4.1 甩车道布置

1. 甩车道布置形式

甩车道一般布置在卷扬道的一侧。为使矿车组在甩车道上运行安全,甩车道的平竖曲线一般分开布置。若提升量小或辅助提升,甩车道以采用单轨布置为宜;当斜井(坡)担负主要提升,或提升任务繁忙,应当采用双轨布置。双轨布置的甩车道,一般是外侧甩车,内侧提升。参见图1-5-27。

2. 参数选择

1) 道岔选择

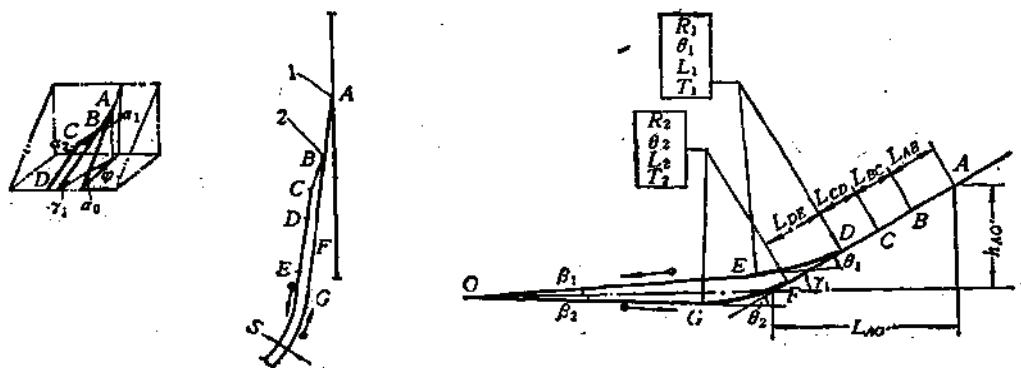


图 1-5-27 甩车道计算图
1—第一号道岔；2—第二号道岔

由图1-5-27所示，卷扬道与甩车道的连接道岔即第一号道岔的选择和甩车道空、重车线的连接道岔即第二号道岔的选择，按表1-5-57选取。

2) 平、竖曲线半径

甩车道空、重车线的平、竖曲线半径按1-5-58选取，并保证大于通过车辆轴距的10倍。对于长材料、电机车等特殊提升，竖曲线半径还须按实际情况校验。

道岔型号选择表 表 1-5-57

用 途	第一号道岔		第二号道岔	
	一 般 用	最 好 用	一 般 用	最 好 用
提升矿石、废石	5号	6号	4号	5号
提升材料	4号	5号	3号	4号

平、竖曲线半径选择表 表 1-5-58

曲线类别	条 件	曲线半径(m)
平 曲 线	一般情况	12~15
	主要提升斜井(坡)	15~20
竖 曲 线	一般情况	15~20
	主要提升斜井(坡)	20~30

3) 其他参数

(1) 提升牵引偏角 θ ，一般不宜大于 $10^\circ \sim 15^\circ$ 。否则易使矿车在甩车道上掉道。 θ 值的大小与道岔、斜井(坡)倾角及甩车道的布置有关。

(2) 车场存车线长，一般为2~3倍矿车组长或1~1.5倍列车长。车场坡度由计算确定。一般空、重车自溜坡度分别按5~10%和15~20%选取。

(3) 为使摘挂钩操作方便、安全，甩车道摘挂钩点的高差不应超过0.8m。

(4) 摘挂钩点位置的车场线路应为直线，以便提升牵引偏角为最小。摘钩点应超前挂钩点1~1.5m左右，以保证钩头摘钩后拖回能顺利挂钩。挂钩后的提升车组的首车位置，一般超过提升车组线最低点0.5~1.0个车位。

5.7.4.2 甩车道计算

1. 计算原始条件

阶段标高、露天甩车道原始地形、斜井(坡)与平巷或水平线路相对位置和选用的钢轨型号、提升量和运送物料的种类及其性质、斜井(坡)倾角、提升矿车组数量及规格。

2. 计算公式

甩车道的计算与甩车道形式和甩车方式有关。下面按一般常用的外侧甩空车、内侧

提升重车的双轨布置甩车道(如图1-5-27所示)进行计算。其计算步骤将甩车道分为斜井(坡)段、竖曲线段和平巷段三部分计算。

1) 斜井(坡)段A-D;

从斜井分岔点起至竖曲线始点止。

(1) 求道岔后的伪倾角

第一号道岔后的伪倾角 $\gamma_1(^{\circ})$

$$\gamma_1 = \arcsin(\sin \alpha_0 \cos \alpha_1) \quad (1-5-62)$$

第二号道岔后的伪倾角 $\gamma_2(^{\circ})$

$$\gamma_2 = \arcsin[\sin \alpha_0 \cos(\alpha_1 + \alpha_2)] \quad (1-5-63)$$

式中 α_1, α_2 ——分别为第一、第二号道岔的岔心角, $(^{\circ})$;

α_0 ——斜井(坡)倾角, $(^{\circ})$ 。

(2) 求道岔水平投影角

第一号道岔岔心角水平投影角 $\varphi_1(^{\circ})$

$$\varphi_1 = \operatorname{arccotg}(\cos \alpha_0 \operatorname{ctg} \alpha_1) \quad (1-5-64)$$

第二号道岔岔心角水平投影角 $\varphi_2(^{\circ})$

$$\varphi_2 = \operatorname{arccotg}(\cos \gamma_1 \operatorname{ctg} \alpha_2) \quad (1-5-65)$$

(3) 求AB段长度及垂高(mm)

$$L_{AB} = a_2 + b_1 + d_1 \quad (1-5-66)$$

$$h_{AB} = L_{AB} \sin \gamma_1 \quad (1-5-67)$$

式中 a_2, b_1 ——分别为第二号道岔的前端长度和第一号道岔的后端长度, mm;

d_1 ——第一、第二号道岔之间的插入段长度, 其值不小于通过车辆的最大轴距, 一般取 $d_1 = 1\text{m}$ 。

(4) 求BC段长度及垂高(mm)

$$L_{BC} \geq \frac{S}{\operatorname{tg} \alpha_2} \quad (1-5-68)$$

$$h_{BC} = L_{BC} \sin \gamma_1 \quad (1-5-69)$$

式中 S ——两条轨道中心线之间的距离, mm。

S 值由下式求得:

$$\text{地面} \quad S = B + (300 \sim 500) \quad (1-5-70)$$

$$\text{坑下} \quad S = B + (200 \sim 300) \quad (1-5-71)$$

式中 B ——通过车辆的宽度, mm。

(5) 求CD段长度及垂高(mm)

$$L_{CD} = T + d_2 \quad (1-5-72)$$

$$h_{CD} = L_{CD} \sin \gamma_1 \quad (1-5-73)$$

式中 T ——第二号道岔尾部后平面曲线之切线长度, mm;

d_2 ——第二号道岔尾部后平面曲线与竖曲线起点之间缓和段长度, mm。其值可按通过车辆最大轴距的1.5~2倍选取, 一般取 $d_2 = 1.5 \sim 2\text{m}$ 。

2) 竖曲线段D-E和F-G

(1) 求空车线竖曲线DE段长度和垂高

圆心角 θ_1 ($^\circ$)

$$\theta_1 = \gamma_1 - \beta_1 \quad (1-5-74)$$

式中 β_1 ——空车线坡度, ($^\circ$)。

竖曲线半径 R_1 (mm), 按表1-5-58选取

竖曲线弧长 L_1 (mm)

$$L_1 = 0.01745 R_1 \theta_1 \quad (1-5-75)$$

切线长 T_1 (mm)

$$T_1 = R_1 \operatorname{tg} \frac{\theta_1}{2} \quad (1-5-76)$$

DE段水平投影长度 L_{DE} (mm)

$$L_{DE} = T_1 (\cos \gamma_1 + \cos \beta_1) \quad (1-5-77)$$

DE段起终点垂高 h_{DE} (mm)

$$h_{DE} = T_1 (\sin \gamma_1 + \sin \beta_1) \quad (1-5-78)$$

(2) 求重车线竖曲线FG段的长度和垂高

圆心角 θ_2 ($^\circ$)

$$\theta_2 = \gamma_2 + \beta_2 \quad (1-5-79)$$

式中 β ——重车线坡度, ($^\circ$)。

竖曲线半径 R_2 (mm), 按表1-5-58选取

竖曲线弧长 L_2

$$L_2 = 0.01745 R_2 \theta_2 \quad (1-5-80)$$

切线长 T_2 (mm)

$$T_2 = R_2 \operatorname{tg} \frac{\theta_2}{2} \quad (1-5-81)$$

FG段水平投影长度 L_{FG} (mm)

$$L_{FG} = T_2 (\cos \gamma_1 + \cos \beta_2) \quad (1-5-82)$$

FG段起终点垂高 h_{FG} (mm)

$$h_{FG} = T_2 (\sin \gamma_1 - \sin \beta_2) \quad (1-5-83)$$

(3) 求空、重车线两竖曲线起点DF的水平投影及垂高

当已知空车线长度 $OE = l_e$ 时, 求DF (mm),

$$DF = (l_e + T_1) \frac{\sin(\beta_1 + \beta_2)}{\sin \theta_2} + T_1 - T_2 \quad (1-5-84)$$

当已知重车线长度 $OG = l_g$ 时, 求DF (mm),

$$DF = (l_g + T_2) \frac{\sin(\beta_1 + \beta_2)}{\sin \theta_1} + T_1 - T_2 \quad (1-5-85)$$

DF段水平投影长度 L_{DF} (mm)

$$L_{DF} = DF \cos \gamma_1 \quad (1-5-86)$$

DF段垂高 h_{DF} (mm)

$$h_{DF} = DF \sin \gamma_1 \quad (1-5-87)$$

(4) 求空、重车线两竖曲线终点EG的水平投影及垂高

EG的水平投影 L_{EO} (mm)

$$L_{EO} = DF \cos \gamma_1 - T_1 (\cos \gamma_1 + \cos \beta_1) + T_2 (\cos \gamma_1 + \cos \beta_2) \quad (1-5-88)$$

EG的垂高 h_{EO} (mm)

$$h_{EO} = DF \sin \gamma_1 - T_1 (\sin \gamma_1 + \sin \beta_1) + T_2 (\sin \gamma_1 - \sin \beta_2) \quad (1-5-89)$$

(5) 求甩车道总的垂高 $h_{AO'}$ (mm) 及水平投影长度 $L_{AO'}$ (mm)

$$h_{AO'} = h_{AB} + h_{BO} + h_{OD} + h_{DF} + T_2 (\sin \gamma_1 - \sin \beta_2) - l_o \sin \beta_2 \quad (1-5-90)$$

$$h_{AO'} = h_{AB} + h_{BO} + h_{OD} + T_1 (\sin \gamma_1 + \sin \beta_1) + l_o \sin \beta_1 \quad (1-5-91)$$

$$L_{AO'} = \frac{h_{AO'}}{\tan \gamma_1} \quad (1-5-92)$$

根据以上计算, 可以确定甩车道A、B、C、D、E、F、G各点的相对位置。

3) 水平线段

根据经验先由前面甩车道布置有关要求, 确定空车线或重车线的存车线长度 l_o 。

(1) 首先确定空车线存车线长度 $OE = l_o$ 时, 重车线存车线长度 l_o (mm);

$$OG = l_o = \frac{(l_o + T_1) \sin(\gamma_1 - \beta_1)}{\sin(\gamma_1 + \beta_2)} - T_2 \quad (1-5-93)$$

(2) 首先确定重车线存车线长度 $OG = l_o$ 时, 空车线存车线长度 l_o (mm);

$$OE = l_o = \frac{(l_o + T_2) \sin(\gamma_1 + \beta_2)}{\sin(\gamma_1 - \beta_1)} - T_1 \quad (1-5-94)$$

若竖曲线终点后与水平线段的平曲线连接, 两者之间应有一个矿车长或1.5~2m插入段直线。最好是在竖曲线终点后布置1.5倍矿车组长度的摘挂钩直线段, 再经平面曲线将甩车道引入水平运输线路。

5.7.4.3 防止掉道的几项措施

(1) 受力侧钢轨轨面一般要求抬高30~50mm。

(2) 提升矿车组的首车应采用质量较大、重心较低的特制牵引车。

(3) 第一、第二号道岔布置最好采用左向—右向或者右向—左向的异向布置方式。

(4) 加大道岔号数。

(5) 立辊须在第一号道岔处开始设置, 立辊间距为1.5m。并保证钢绳折角不大于5°。

昆明有色冶金设计研究院设计了一种立辊能转动的钢绳导向器, 如图1-5-28所示。当矿车组进入甩车道时, 活动立辊转至轨道中心附近, 使牵引角最小, 并接近于零。当矿车组不进入甩车道时, 活动立辊借助气缸或重锤的力量, 转到轨道的旁侧。

5.7.5 斜井吊桥

坑内矿车组提升斜井与各阶段车场的连接, 除甩车道外, 还可用斜井吊桥。斜井吊桥适用于倾角大于20°的中小型矿山斜井提升。

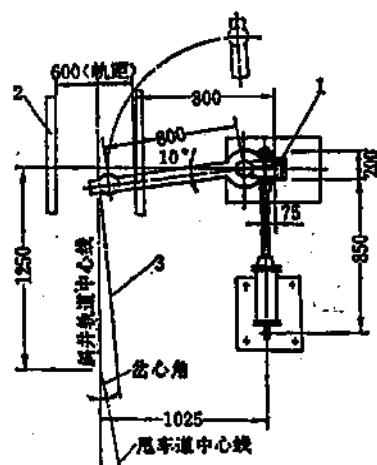


图 1-5-28 钢绳导向器布置图
1—钢绳导向器; 2—轨道; 3—提升钢绳

斜井吊桥有斜井阶段吊桥、吊桥式甩车道、高低差吊桥三种形式。斜井阶段吊桥适用于年产量5~10万t、矿车容积0.75m³以下的单钩提升矿井，一次可提升1~2个矿车，也可作为临时施工之用，如施工回风平巷。吊桥式甩车道适用于年产量10~20万t单钩矿车组提升矿井，一次可提升2~5个矿车。高低差吊桥适用于年产量20~40万t的双钩提升矿井。但很少应用，故不作介绍。

5.7.5.1 斜井阶段吊桥

斜井阶段吊桥与甩车道比较，具有如下优点：

(1) 矿车运行安全可靠，不易掉道；

(2) 结构简单，制造容易，安装、操作和维护方便；

(3) 井巷工程量少，施工方便；

(4) 钢绳磨损量少，使用寿命高；

(5) 斜井延深时，提升工作不受影响。

影响。

缺点是：车辆不易自溜，吊桥增加了通风阻力，斜井倾角较小时，车场与井筒间的岩柱不易维护。

1. 吊桥组成

斜井阶段吊桥主要由吊桥轨道、吊桥曲轨、吊桥轨枕、铺板、定位卡、连接板以及吊桥起动系统组成。见图1-5-29。

2. 吊桥主要尺寸的确定(见图1-5-29)

1) 吊桥宽度B(mm)

单线吊桥

$$B = b + 2(\Delta_1 + \Delta_2) \quad (1-5-95)$$

双线吊桥

$$B = b + S + 2(\Delta_1 + \Delta_2) \quad (1-5-96)$$

式中 b ——矿车宽度，mm；

Δ_1 ——矿车与墙或吊桥梁的安全间隙，一般取 $\Delta_1 \geq 300$ mm；

Δ_2 ——吊桥搭在墙上或吊桥梁上的宽度，一般取 $\Delta_2 \geq 100$ mm；

S ——吊桥上双轨中心线间距，mm。

2) 吊桥开启高度 H_0 (mm)

即吊桥吊起时，吊桥转轴处轨面至斜井轨面的高度。

$$H_0 = H_s + \Delta_s + h_g \quad (1-5-97)$$

式中 H_s ——通过斜井的各种车辆和设备的最大通过高度，mm；

Δ_s ——车辆与吊桥的安全间隙，一般取 $\Delta_s \geq 300$ mm；

h_g ——吊桥的结构高度，mm。

一般吊桥开启高度 $H_0 = 1600 \sim 2000$ mm。

3) 吊桥的理论长度 L_0 (mm)

$$L_0 = H_0 / \sin \alpha_0 \quad (1-5-98)$$

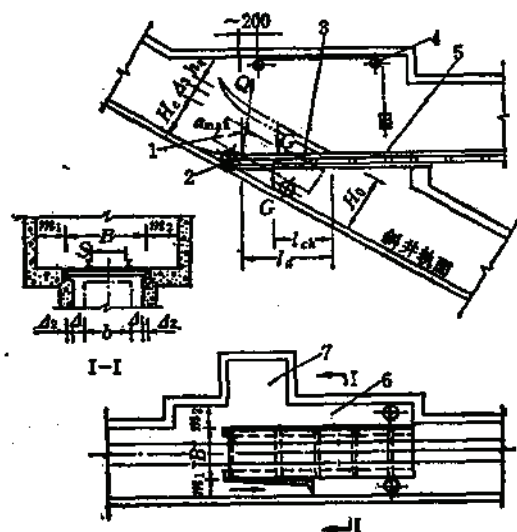


图 1-5-29 斜井阶段吊桥(重锤起动)

1—矿车；2—定位卡；3—吊桥；4—吊桥重锤起动系统；5—固定桥；6—吊桥观察；7—信号观察

式中 α_0 ——斜井倾角, ($^\circ$)。

4) 吊桥尖轨竖曲线半径 R (mm)

吊桥尖轨竖曲线半径 R 按表 1-5-59 选取

吊桥尖轨竖曲线半径 R 值 (mm)

表 1-5-59

矿车容积 (m^3)	不下材料的斜井	斜井通过的材料长度	
		8 m	10 m
0.5, 0.55	2000~3000	6000	8000
0.7, 0.75	3000~4000	6000	8000
斜井人车	8000	8000	9000

5) 吊桥的实际长度 L_1 (mm)

L_1 即吊桥转轴中心至尖轨尖端的长度。由下式求得:

$$L_1 = L_0 - R \tan \frac{\alpha_0}{2} + 0.01745 R \alpha_0 \quad (1-5-99)$$

6) 吊桥轨枕

吊桥轨枕可采用型钢, 也可采用木枕。其长度等于吊桥宽度。轨枕规格: 木枕断面 $120 \times 100 \text{ mm}$, 型钢一般选用 10~14 号槽钢。轨枕间距一般为 500~700 mm。

3. 吊桥的起动方式和动力

1) 起动方式

吊桥起动方式有手动、气动和电动三种。其中以手动方式最为普遍, 操作也简便。只有吊桥重量较大, 出矿阶段更换频繁和提升量较大的情况下, 才采用气动。电动使用较少。

吊桥起动应满足下列要求:

(1) 起动灵活, 操作方便。起动设施结构简单、坚固耐用, 动力易于解决。

(2) 手动重锤吊桥起动时, 在任何角度均能自锁, 不发生自起和自坠现象, 起动力一般不超过 400 N, 起动时间一般不超过 20 s。

(3) 起动设施所占空间要小, 不影响矿车运行和人员通行。

各种起动方式的比较及应用条件列于表 1-5-60 中。

2) 重锤起动设计计算

(1) 重锤重力 Q (N)

$$Q = \frac{KG l_{ch}}{n l_a \cos \alpha_{\max}} - (60 \sim 120) \quad (1-5-100)$$

式中 K ——富裕系数, 一般取 $K = 1.05 \sim 1.10$;

G ——吊桥重力, N;

n ——重锤个数, 一般吊桥两侧各配一个重锤, 则 $n = 2$;

l_{ch} ——吊桥转轴至吊桥重心的距离, mm;

l_a ——吊桥转轴至吊桥起吊点的距离, mm;

$\alpha_{\max}$ ——最大起吊角, ($^\circ$), 一般取 $\alpha_{\max} = \frac{\alpha_0}{2}$;

(60~120)——为保证吊桥放下后,不宜轻易抬起而减去的重力, N。

(2) 重锤理论行程 S (mm)

$$S \approx \frac{h}{\cos \alpha_{\max}} - (h - l_d \sin \alpha') + (100 \sim 200) \quad (1-5-101)$$

式中 h ——定滑轮安装高度, mm;
 α' ——吊桥的转动角, ($^\circ$), 取 $\alpha' = \alpha$;

(100~200)——为考虑提升钢绳的变形伸长所增加的重锤行程, mm。

(3) 定滑轮的位置

吊桥上的起吊环一般安设在吊桥第一根轨枕上,而定滑轮安设在吊桥起吊环靠平巷一侧的吊桥硐室的顶板上,两者间的水平距离为200mm左右。当吊桥吊起悬在空中时,吊环至定滑轮的钢绳应呈垂直状态。

3) 压气或电力起动的设计计算

(1) 起动力计算 (图1-5-30)

$$Q' = K_1 \frac{G l_{da}}{n_1 l_d} \quad (1-5-102)$$

式中 Q' ——起动力, N;
 K_1 ——安全系数, 取 $K = 1.5 \sim 2$;
 n_1 ——气缸或电动机的数量。

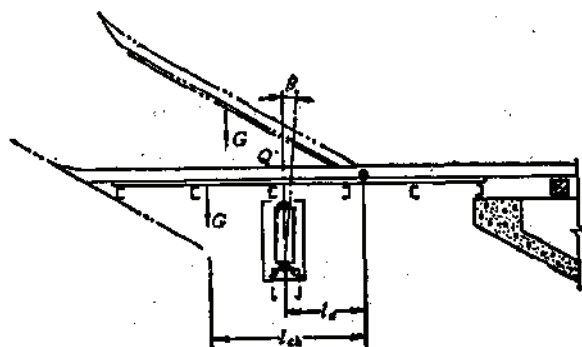


图 1-5-30 压气起吊吊桥

(2) 气缸直径及行程

$$D = 1.3 \sqrt{\frac{4 \times 10^4 Q'}{\pi P}} \quad (1-5-103)$$

式中 D ——气缸直径, cm;
 P ——压缩空气压力, Pa, 一般取 $P = 0.45 \times 10^5$ Pa;
1.3——压风管路损失系数。

气缸行程: 由具体配置计算确定。

(3) 电动机选择

钢绳运行速度 v (m/s)

$$v = \frac{S}{t} \quad (1-5-104)$$

式中 S ——起动时牵引钢绳的行程, m, 其计算与重锤行程计算相同;

t ——吊桥起动时间, 取 $t = 10\text{s}$ 。

电动机功率

$$N = K_0 \frac{Q'v}{1000\eta} \quad (1-5-105)$$

式中 N ——电动机功率, kW;

K_0 ——功率备用系数, 取 $K_0 = 2$;

η ——传动效率。由减速传动方式确定。

起动方式比较表

表 1-5-60

比较项目	起 动 方 式				
	电 动	气 动	手 动		
			人 抬	葫 芦	重 锤
结 构	复 杂	复 杂		简 单	简 单
设 备	电动机、减速机	气 缸		手动葫芦	重 锤
安 装	复 杂	复 杂	简 单	简 单	简 单
检 修	巷道内空气潮湿, 绝缘受影响, 易烧电机	气缸活塞防锈			
使 用	方 便	方 便	笨 重	笨重, 慢	轻便, 起动力300~400N
起动时间	<10s	<10s	40~60s	1200s	10~20s
投 资	高	高	低	较高	低
经营费	较高	高	低	低	低
应用条件	起动频繁, 每班开起40次以上, 要求巷道干燥	吊桥式甩车道和高低差吊桥优先采用	临时吊桥或不经常起动吊桥	一般不用	一般用于阶段吊桥

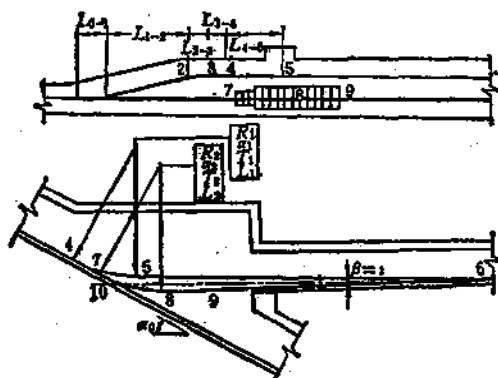
5.7.5.2 斜井吊桥式甩车道

斜井吊桥式甩车道, 将阶段吊桥和甩车道结合起来, 由吊桥提升重车, 吊桥旁侧的甩车道下放空车, 从而克服了甩车道的一些缺点, 也解决了吊桥存在的长材料下井和车辆自溜等方面的困难。然而, 吊桥式甩车道在斜井与车场连接处开凿、轨道铺设、设备安装及生产管理等方面较单一的甩车道和阶段吊桥要复杂些, 因此妨碍了它的广泛应用。

斜井吊桥式甩车道设计包括吊桥和甩车道两部分。吊桥部分设计前已述及, 甩车道部分设计如表1-5-61。

甩车道部分设计计算表

表 1-5-81



参 数 选 择	道 岔	年产量小于15万t, 选用4号、5号道岔 年产量大于15万t, 选用5号、6号道岔
	平整曲线	道岔后平曲线半径 $R=15\text{m}$ 整曲线半径 $R=10\sim 15\text{m}$
	车场自溜坡度及长度	自溜坡度 $i \geq 10\sim 15\%$ 车场长度 $L=1.5$ 倍列车, 长取 $10\sim 15\text{m}$
	吊桥与甩车道中心线间距 $S(\text{mm})$	$S = \text{提升车辆宽} + 500$
轨 道 线 路 计 算 (mm)	1. $L_{0-1} = a$ (道岔前端部分长) 2. $L_{1-2} = \frac{S}{\tan \alpha}$ (α 为道岔岔角) 3. $L_{2-3} = R \tan \frac{\alpha}{2}$ $L_{3-4} = d$ (d 为插入直线, 取 $d \geq 1000\text{mm}$ 或大于矿车轴距) 4. $L_{4-5} = L_1$ (L_1 为空车线整曲线弧长) 5. $L_{5-6} = \frac{L_{0-1} \sin \alpha_0}{\sin(\alpha_0 - \beta)} - T_1$ 6. $L_{4-7} = \frac{L_{0-1} \sin \beta}{\sin(\alpha_0 - \beta)} + \frac{L_{3-4} \sin \beta}{\sin(\alpha_0 + \beta)} + T_1 - T_2$ 7. $L_{7-8} = L_2$ (L_2 为重车线整曲线或吊桥尖轨部分整曲线弧长) 8. $L_{8-9} = \frac{H_0}{\sin \alpha_1} - T_2$, $L_{9-10} = \frac{L_{0-1} \sin \alpha_0}{\sin(\alpha_0 + \beta)} - L_1$ $(L_1 - \text{吊桥理论长度}, H_0 - \text{吊桥开启高度})$ 由上述各段长度计算出各段垂直距离和水平投影长度 若吊桥平坡安装, L_{5-6} 与 L_{4-5} 平行, 则将上述 L_{4-7} 和 L_{9-10} 的计算式改为: $L_{4-7} = \frac{L_{0-1} \sin \beta}{\sin(\alpha_0 - \beta)} + \frac{(L_{3-4} - L_0) \sin \beta}{\sin(\alpha_0 + \beta)} + T_1 - T_2$ $L_{9-10} = \frac{(L_{0-1} - L_0) \sin \alpha_0}{\sin(\alpha_0 + \beta)}$	

5.8 斜井(坡)箕斗装卸设施与粉矿回收

5.8.1 坑内斜井箕斗装载站

斜井箕斗提升系统中装载硐室前的矿仓有效容量，一般为1~2h箕斗小时提升量或不少於机车运输的2列车容量。

箕斗装矿方式：当箕斗容积为 $2.5\sim 4\text{m}^3$ 时，一般采用设有计量漏斗的闸门装矿，当箕斗容积在 5m^3 以上，或者斜井倾角小，箕斗较长，需移动箕斗才能装满时，可不设计量漏斗，采用闸门直接装矿。给矿闸门可采用扇形闸门、链球闸门和指状闸门。后两种多用于大块矿石。为了减少矿石对箕斗的冲砸，在扇形闸门出口处加挂重型链条或链球。图1-5-31为湘潭锰矿设有计量漏斗的装矿布置图。图1-5-32为湘西金矿无计量漏斗的装矿布置图。采用振动放矿机向箕斗给矿，能较好地控制矿流速度，装载均匀，装满系数大，大块通过能力大，特别是矿石含泥多、粘性大时，振动放矿机能较好地解决漏斗堵矿问题。如湖南麻阳铜矿采用振动放矿机向斜井箕斗装矿。

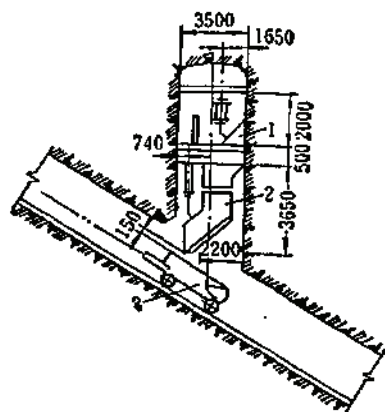


图 1-5-31 湘潭锰矿计量装置布置图

1—矿仓扇形闸门；2—计量装置；3—2.7m³后卸式箕斗

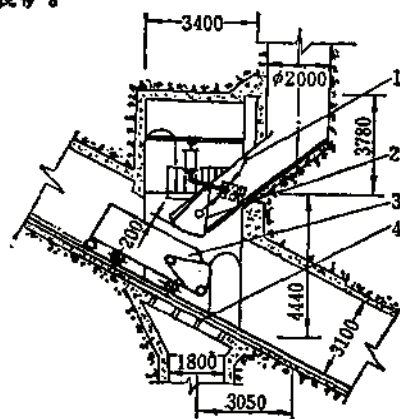


图 1-5-32 湘西金矿装矿闸门布置图

1—球链挡; 2—矿仓扇形闸门; 3—6m³后卸式箕斗;
4—格筛

5.8.2 露天斜坡箕斗装载站

露天斜坡箕斗提升系统装车站布置形式的选择, 主要考虑矿车(汽车)在转载栈桥上的调车、卸矿方向, 以及转载仓的容量、形式、给矿装置等因素。

转载栈桥上矿车(汽车)卸矿方向与栈桥的规格、矿仓形式有关。栈桥上矿车调车、卸矿方向参见露天采矿有关部分。

5.8.2.1 转载矿仓

露天斜坡箕斗提升系统的装载矿仓形式主要有如下几种:

1. 通过式漏斗

通过式漏斗结构简单，不能贮存矿石，对矿石仅起导向和缓冲作用，故要求采场运输车辆的能力与箕斗容量相等或为整倍数，其缺点是对箕斗的冲砸严重，采场车辆与箕斗运

输相互干扰, 箕斗作业率不高。宜用在矿岩块度及硬度不大的矿山。为减轻矿石对箕斗的冲击, 可在汽车卸矿口处悬挂重型链条。图1-5-33为耀县石灰石矿通过式漏斗布置图。

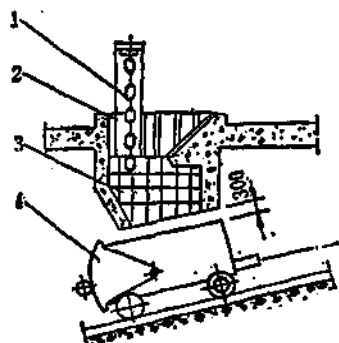


图 1-5-33 耀县石灰石矿通过式漏斗

1—悬挂链; 2—38kg/m钢轨; 3—锰钢衬板; 4—15t后卸式箕斗

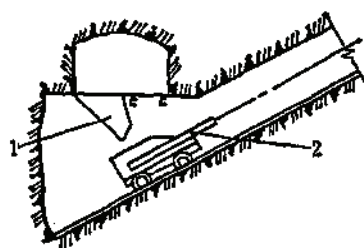


图 1-5-34 溜槽装矿方式布置图

1—溜槽; 2—箕斗

当提升量不大时, 可采用通过式溜槽或等容漏斗, 这种布置方式简单, 但箕斗容量与矿车容量须相等或为整倍数, 如图1-5-34所示。通过溜槽或等容漏斗也可布置在斜井两侧, 对箕斗侧面装矿, 但易使箕斗重心偏移。

当井下为多阶段出矿且提升量不大时, 可采用移动式计量漏斗, 图1-5-35为江苏谷里铜矿移动式计量漏斗布置图。

采用自量闸门布置形式如图1-5-36所示。自量闸门由下放箕斗自重分力打开, 矿石装满后, 由于扇形闸门溜槽口上的遮板受矿石安息角作用而自动停止下溜, 扇形闸门由固定在箕斗上的挡块带动及闸门配重作用而关闭。这种装载方式能自动定量装矿, 但装载过程中易撒漏矿石。用于提升量小和矿块不大的斜井提升中, 如坑采矿山的废石提升。

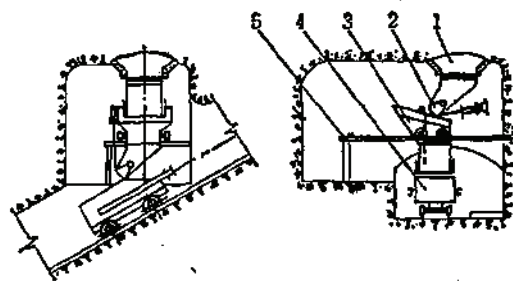


图 1-5-35 移动式计量漏斗布置图

1—矿仓; 2—风动扇形闸门; 3—电动计量闸门; 4—箕斗; 5—溜槽

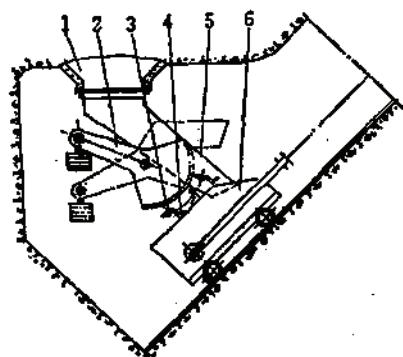


图 1-5-36 自量闸门装载布置图

1—矿仓; 2—扇形闸门; 3—滚轮; 4—挡块;
5—溜槽上遮板; 6—箕斗

2. 等容矿仓

等容矿仓可一次装满箕斗, 减少箕斗装矿休止时间, 结构简单, 但需要安装出矿闸门。闸门一般采用气动扇形闸门。要求采场的运输车辆容量与矿仓容量相等或为整倍数。等容矿仓可减少采场来车的不均匀对箕斗提升的干扰, 矿石对箕斗的冲砸与通过式漏斗

相比大为减轻,对转运坚硬的大块矿岩也能适应。为减轻矿岩对箕斗的冲砸,在闸门的出口处配上重型链条或链球。图1-5-37为广东大宝山铁矿的装载矿仓布置图。

3. 有矿量的矿仓

矿仓结构复杂且工程量大,但可基本消除采场来车不均匀对箕斗提升运输的影响,能提高箕斗的提升能力,减轻装载时对箕斗的冲砸。这种矿仓适用矿岩块度不大的矿山,露天矿山应用较少。给矿装置可采用扇形闸门或振动放矿机。参见图1-5-13。

5.8.2.2 转载栈桥的结构

露天斜坡箕斗的转载栈桥不但要考虑采场来车方式、矿仓形式、箕斗提升系统的作业率等因素,还要考虑转载栈桥结构可能性和所用的材料类型。

1. 钢筋混凝土栈桥

钢筋混凝土栈桥能节约钢材,漏斗矿仓内加衬板或钢轨,可抗冲击,减少磨损。大多数转载栈桥属此类型。

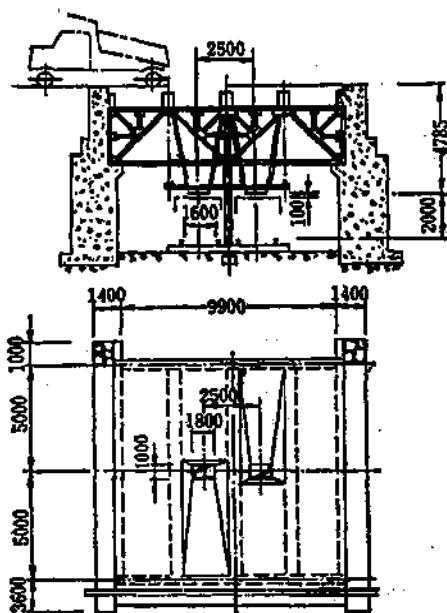


图 1-5-38 混凝土、钢构件混合结构栈桥

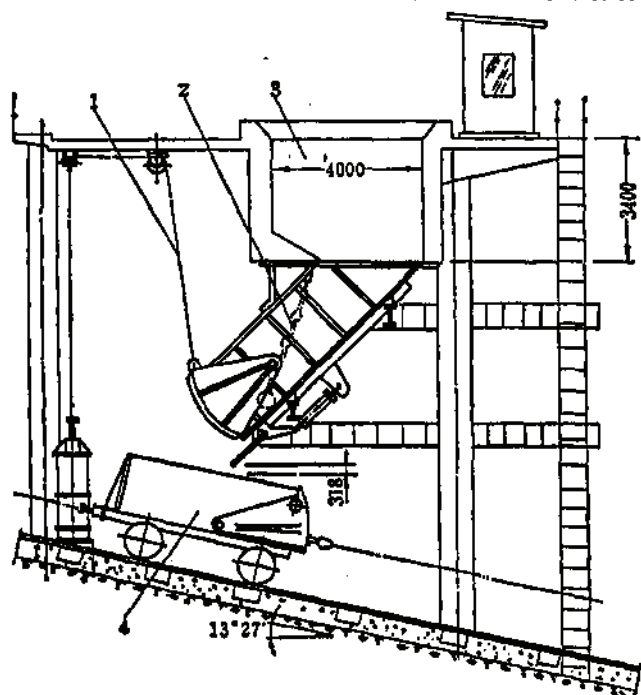


图 1-5-37 大宝山铁矿等容矿仓栈桥

1—气动扇形闸门; 2—抽矿链球; 3—矿仓; 4—18.8m³箕斗

2. 钢结构栈桥

钢结构栈桥需要钢材量大,钢漏斗容易受砸变形,栈桥转移时部分钢构件可重复使用。块度小、硬度低的矿石采用这种结构栈桥为宜。抚顺西露天煤矿和昆明石灰石矿曾使用过这种类型栈桥。

3. 混合结构栈桥

这种类型的栈桥,其桥柱为钢筋混凝土结构,漏斗矿仓采用钢结构。其缺点是钢漏斗受砸易变形,仅适用于硬度不大、块度小的矿石。见图1-5-38。

5.8.2.3 露天斜坡箕斗转载栈桥工艺设计要求

露天斜坡箕斗转载栈桥的设计,应尽量满足下列要求:

(1) 矿石通过漏斗,须起到减少矿石对箕斗的冲击作用。可在矿仓上、下适当的位置悬

挂重型链条,起缓冲作用。

(2) 矿仓的形状,应尽量避免矿石通过的断面突然变小及过多的拐弯,以防堵塞,特别是含泥多粘性大的矿石。

(3) 矿石卸入箕斗后,应尽量保持箕斗重心不产生过大的偏移。

(4) 在满足装、卸工艺条件下,栈桥高度越小越好。

(5) 装矿溜嘴出口方向应朝斜坡道上端。当采用后卸式箕斗时,应避免矿石直接冲砸箕斗卸矿闸门。

(6) 矿仓内应有衬垫。衬垫材料多采用钢轨、钢板、锰钢板等。

5.8.3 箕斗卸载站

箕斗卸载站由贮矿仓及架设在矿仓顶上的箕斗卸载曲轨和贮矿仓下部的出矿设备组成。提升钢绳的天轮支架可与卸载矿仓连为一体,也可分开单独布置。在下放系统中,如果带有尾绳拉紧装置时,尾绳拉紧装置可设在卸载仓的尾端。

图1-5-39为车定铜矿卸载站布置图。

图1-5-40为大宝山铁矿卸载站布置图。

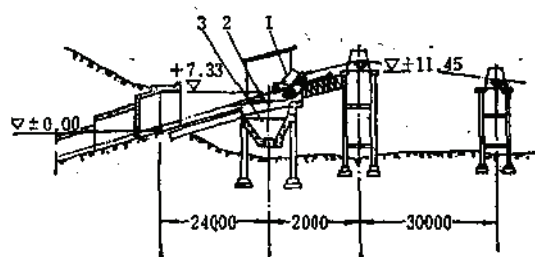


图 1-5-39 车定铜矿 1 号斜井卸载站

1—后卸式箕斗; 2—卸载曲轨; 3—矿仓

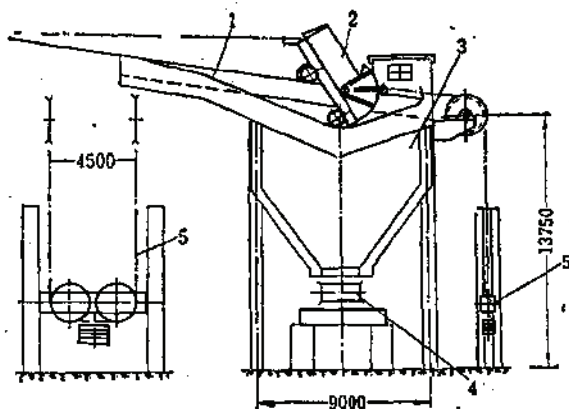


图 1-5-40 大宝山铁矿卸载站

1—卸载曲轨; 2—18.8m³箕斗; 3—矿仓; 4—板式给矿机; 5—尾绳拉紧装置

5.8.3.1 贮矿仓容量

箕斗卸载站贮矿仓的容量视贮矿仓的用途而定。当作为外部铁路运输的中转矿仓时,视列车装运矿量及列车入站装运间隔时间而定。若作为汽车运输中转矿仓,其容量应不小于箕斗正常提升能力1~2h的提升量。当箕斗在破碎车间的矿仓上卸矿时,卸矿仓的容量应按破碎工艺要求而定,一般不应少于箕斗正常提升能力的1~2h提升量。

5.8.3.2 多种矿石卸载设施

当一套斜井(坡)箕斗提升设备担负两种矿石提升时,卸载曲轨下面可装设翻板、分配小车等设施来分矿。图1-5-41为衡东铅锌矿电动翻板布置图。当有条件时,在原矿仓顶部安装格筛,并铺设矿车轨道,在卸载曲轨下安装带扇形闸门的漏斗,提升矿石时,打开漏斗扇形闸门,让矿石直接卸入矿仓。提升废石时,漏斗下的扇形闸门关闭,卸入漏斗的废石由矿车承接运出。见图1-5-42。

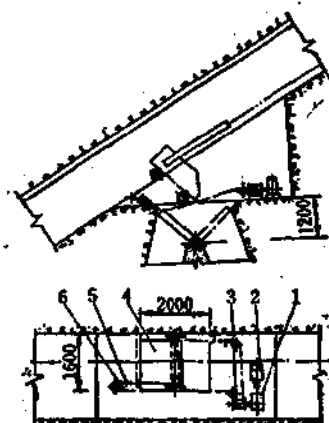


图 1-5-41 电动翻板布置图

1—蜗轮减速机; 2—电动机; 3— $\phi 200$ 卷筒;
4— 1400×1400 翻板; 5— $\phi 200$ 导绳轮; 6—钢丝绳

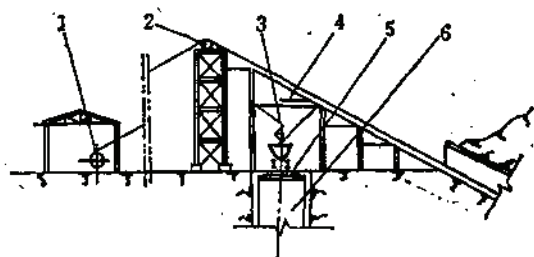


图 1-5-42 原矿仓上布置废石车轨道线的配置图

1—提升机; 2—天轮; 3—漏斗; 4—卸载曲轨; 5—格筛;
6—原矿仓

上述几种卸载设施适用于提升量小、矿块不大的斜井提升。这些设施都受到矿岩的冲击,增加了维修工作量。在配置上,特别是双箕斗提升时,卸载点要有较大的空间,箕斗卸载分矿设施也复杂。采用前、后仓布置是多品种矿岩卸载方式之一。图1-5-43为湘西金矿卸矿仓布置图。图1-5-44是其活动过桥配置图。后仓卸载曲轨内侧,设有活动过桥,后仓卸矿时,活动过桥放下。在前仓卸矿时,即将活动过桥的下端置于托台上,箕斗通过活动过桥进入前仓卸矿。为配合活动过桥的使用,箕斗后轮对内侧应多一踏面,使后轮行走在活动过桥上。活动过桥不受冲砸,维修工作量少,操作方便。

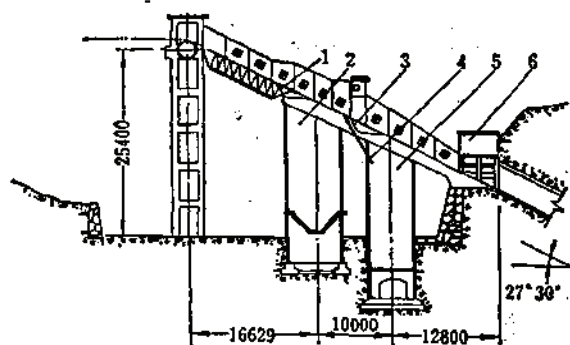


图 1-5-43 湘西金矿卸矿仓前后布置图

1、3—固定卸载曲轨; 2—前仓(矿石仓); 4—活动过桥; 5—后仓(废石仓); 6—箕斗起吊检修间

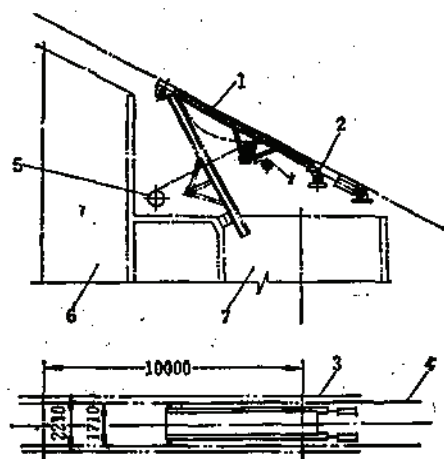


图 1-5-44 活动过桥配置图

1—活动过桥; 2—气动托台; 3—副轨; 4—主轨;
5—2.2kW绞车; 6—前仓; 7—后仓

5.8.3.3 箕斗检修

对于较大型提升箕斗,为缩短其检修和更换时间,应在斜坡道侧设置箕斗检修场地,并有轨道或公路与其相通。检修场地除有一定的检修面积外,必要时,还应视箕斗质量大

小, 设置起重或吊装设施。当起吊范围跨越斜坡道轨道时, 起重能力应等于或大于箕斗自重。图1-5-45为峨口铁矿箕斗检修场地布置图。

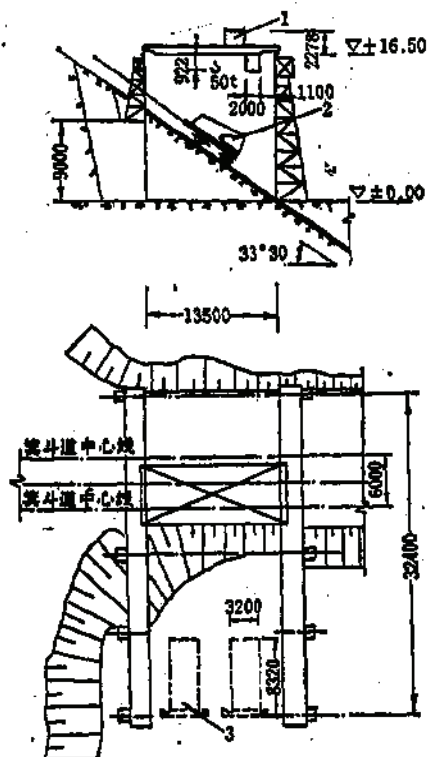


图 1-5-45 峨口铁矿箕斗检修场地布置图
1—50t/10t双钩桥式起重机; 2—50t新箕斗
(箕斗质量48t); 3—检修箕斗

5.8.4 粉矿回收及泥水处理

箕斗与装矿闸门的配置不当及其施工、安装的误差, 操作不当, 装矿过满等, 都将致使矿石撒落。在坑采矿山, 若矿仓岩层渗水, 或地表崩落, 地表水渗入坑内矿石中。当采用尾砂、水砂充填采矿法时, 矿石中也混入了泥水泥浆。这些泥水, 经箕斗的装矿设施的缝隙漏入斜井, 与撒落的矿石混合在一起, 严重影响正常生产。

图1-5-46为湘西金矿粉矿回收系统图。在斜井箕斗装矿点的轨道下部开掘一溜井, 该溜井与斜井底板连接处的喇叭口尺寸应满足装矿时撒落的矿石能直接落入溜井, 喇叭口装有格筛, 溜井下部装有手动扇形闸门, 用0.7m³翻斗矿车运走。

泥水较大的斜井井筒, 在斜井底应设排水排泥设施。图1-5-47为大厂铜坑矿斜井井底排水、排泥设施布置图。安装了2台2BA-6型水泵, 2套0.7m³压气排泥罐, 排水管和排泥管沿人行斜井铺设。

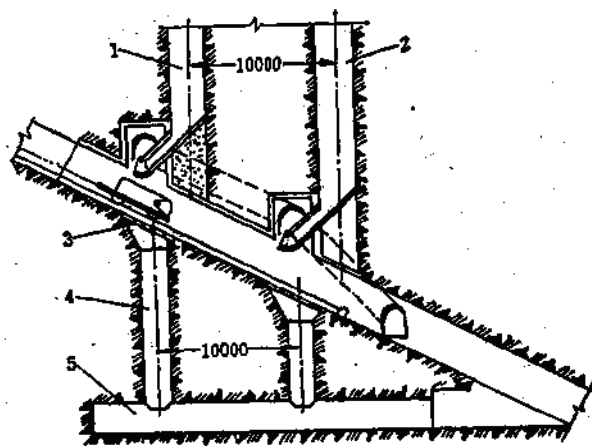


图 1-5-46 湘西金矿粉矿回收系统图

1—矿石仓; 2—废石仓; 3—格筛; 4—粉矿仓; 5—粉矿装载机、溜水平巷

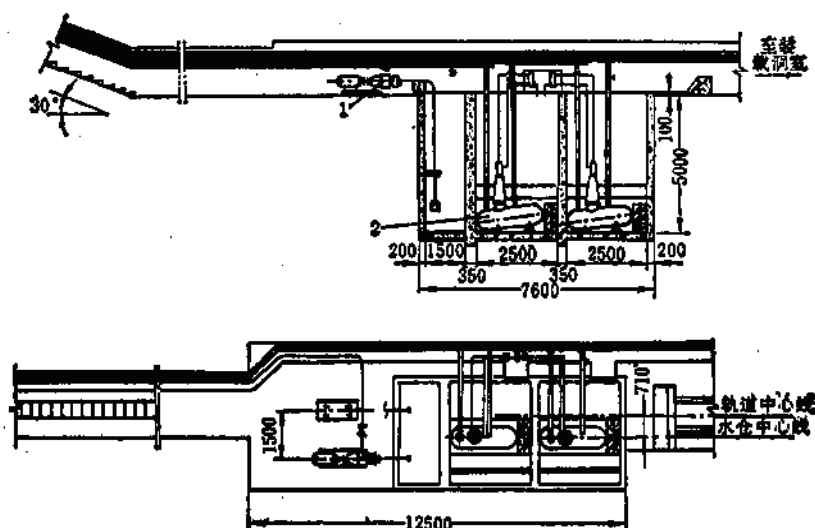


图 1-5-47 大厂钢坑桶矿箕斗斜井井底排水排泥设施布置图

1—2BA-6型清水泵; 2—0.7m³排泥罐

5.9 信号及安全设施

5.9.1 信号

(1) 提升机房与装载站或转载站、卸载站、或与上、下车场之间应有声光信号联系及安设对讲电话。

(2) 对于矿车组提升和台车提升, 提升机房与上、下车场之间的声光信号联系应有联锁装置, 只有当上、下车场都同时给出发车信号后, 提升机方能起动。

5.9.2 安全设施一般规定要求

(1) 提升机卷筒上缠绕钢丝绳层数应遵守如下规定: 升降人员, 倾角在 45° 以下, 准缠两层; 倾角在 30° 以下且斜长超过600m, 准缠三层。专为提升物料, 准缠三层。

当钢绳作多层缠绕时, 卷筒边缘至少要高出最外层钢丝绳直径的2.5倍。

(2) 倾角在 60° 以上的斜井, 提升容器应加设罐道。

(3) 矿车组提升钢绳, 其直径一般不宜大于34mm和不宜小于15mm。

(4) 为避免提升容器过卷事故发生, 在其正常停车位置前方1m处和深度指示器的相应部位均设置终端开关。

(5) 斜坡提升系统的正下方, 若设有其他建筑物(如破碎厂房)时, 不宜与线路成直线布置, 以防断绳造成重大事故。

(6) 井口为平车场的矿车组提升, 由于操作时易发生跑车事故, 故应在井口车场安装阻车器, 在井口附近和井筒内安装防跑车装置。

5.9.3 防跑车装置

斜井(坡)提升发生跑车事故时, 提升钢绳牵引力、车辆运行速度均与正常提升时不

同,而且跑车时车辆在轨道上位置与深度指示器所反映的位置也不一致。因此,根据这些事故的特点,所设计的斜井(坡)防跑车装置的结构和动作原理也各不相同。

防跑车装置按其执行机构正常情况下所处状态,有常闭式和常开式两大类。常开式挡车机构在正常情况下不动作,让提升车辆顺利通过。跑车时,通过手动或自动启闭控制机构,放下挡车门,挡住跑车。但要求经常维护、试车,以保证其动作的灵敏性。常闭式防跑车装置,其启闭控制机构与提升系统紧密配合,进行联锁控制启闭挡车门。正常提升时,挡车机构开启,让车辆通过。事故情况下呈闭锁状态。与常开式相比,即可避免启闭机构日久容易失灵的弊病。

按挡车机构的结构形式,有刚性门架式和弹性绳网式。前者直接承受矿车冲撞,虽然避免了跑车事故,但设备损伤较大。后者克服了这一缺点,设备具有良好的弹性,绳网拦住跑车后,产生拉伸变形,起了缓冲作用,保护了车辆及其周围设备不受损伤。

也有在斜坡道上专设避车线路,当跑车时,矿车通过电动道岔进入专设线路,避免了事故直接危及斜坡道下部车场安全。

(1) 常开式手动挡车器,见图1-5-48。

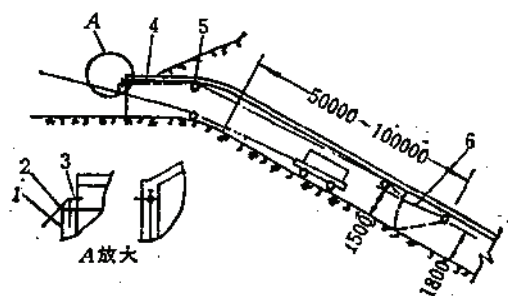


图 1-5-48 常开式手动挡车器

1—操纵手柄；2—销钉；3—圆环；4—钢丝绳；5—导绳轮；6—挡车器

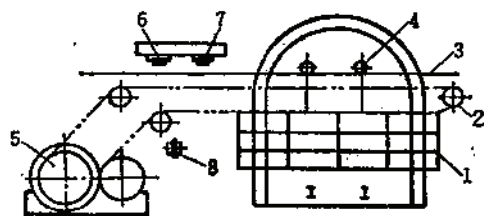


图 1-5-49 电动式防跑车装置

1—挡车门；2—导向轮；3—滑轨；4—滑轮；5—绞车；6—挡车门打开终止开关；7—挡车门关闭终止开关；8—过卷按钮

挡车架用钢轨和型钢弯制而成,正常情况下,挡车架用钢丝绳吊挂在井筒上方,矿车可以顺利通过。当井口发生跑车时,井口工搬动安装在井口的操纵手柄,使圆环脱离销钉,钢丝绳松弛,挡车架借自重下落,挡住跑车。

(2) 电动式防跑车装置,见图1-5-49。

该装置为常闭式防跑车装置,安装在井口附近井筒内,由挡车门、拖门绞车及电控部分组成。挡车门由拖门绞车正反转控制,沿滑轨左右滑动,使挡车门随时处于关闭或敞开状态。拖门绞车是由安装在主提升机深度指示器上的行程开关控制。

这种装置结构简单、动作可靠。

(3) 自动避车线式安全装置,见图1-5-50。

这种安全装置即在斜井(坡)轨道上接入有电动道岔联接的专设避车线。正常提升时,矿车以正常速度通过悬臂摆杆时,岔尖不动作。当跑车时,高速下滑的车体冲击悬臂摆杆,摆幅增大,行程开关接通,电磁铁动作,通过联杆拨岔尖,矿车就通过道岔跑入专设避车线,防止了矿车跑到下部车场。

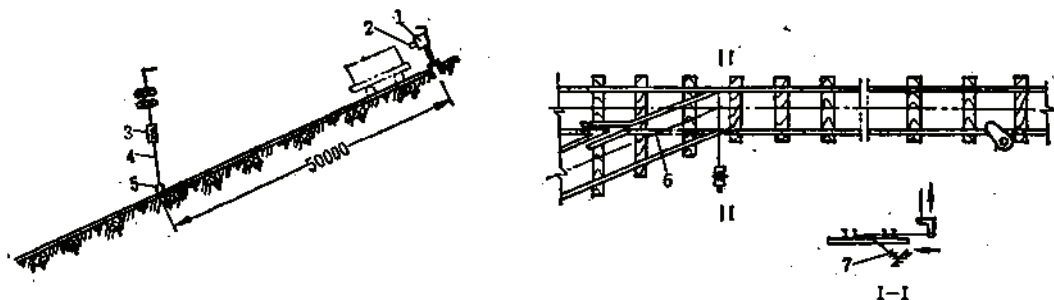


图 1-5-50 自动避车线安全装置

1—行程开关；2—悬臂摆杆；3—电磁铁；4—连杆；5—角联杆；6—道岔；7—弹簧

采用这种形式安全装置时，要注意控制能接通行程开关时车速不宜过大。所以斜井(坡)倾角不大时采用较适宜。浙江建德铜矿斜坡倾角 12° ，使用这种安全装置。

(4) 绳网式自动捞车器。见图1-5-51。

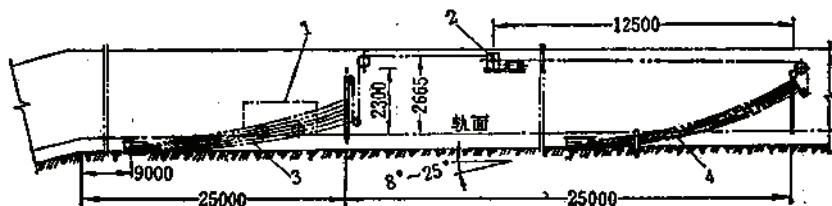


图 1-5-51 斜井(坡)绳网式自动捞车器

1—矿车；2—绳网提升系统；3—绳网；4—绳网

绳网式自动捞车器属常闭式防跑车装置，适用于倾角为 $8^\circ \sim 25^\circ$ 的单钩矿车组斜井(坡)提升或下放。由绳网和绳网提升系统及自动控制部分组成。正常提升时，矿车组到达绳网前，绳网提起，让矿车通过，通过后绳网落下。跑车时，绳网不提起，捞住跑车。而自动起落绳网的提升系统是由安设于提升机圆盘深度指示器背面的微动开关控制。同时，在圆盘深度指示器背面装有一根与深度指示器短针相连并带有凸块的棒，按预定的顺序转动，与微动开关接触，准确地控制绳网的起落。这种装置可根据斜井长度安设一套或多套。第一套安装于距井口变坡点25m处。

这种装置结构简单，易制造；动作可靠并能及时捞住跑车且设备不受损坏，采用自动控制不须人工操作，维修简便。

5.10 斜井(坡)提升材料消耗指标

材料消耗包括钢丝绳、天轮及导绳辊轮的衬垫、油类、提机卷筒衬木及闸块、提道枕木，以及小五金材料的消耗等。

下面将抚顺西露天煤矿西大卷提升及耀县水泥厂石灰石矿斜坡箕斗下放各种材料消耗指标分别列于表1-5-62和表1-5-63，供设计参考。

抚顺西露天煤矿西大卷提升百万吨煤材料消耗

表 1-5-62

序号	项目名称	单位	数量	单价(元)	金额(元)
1	钢丝绳	m	850	17.28	14648
2	天轮胶衬垫	块	730	7.0	5110
3	地辊胶衬垫	个	220	18.0	3520
	地辊大号衬垫	个	400	6.5	2600
	地辊中号衬垫				
4	油类: 黑机油	kg	770	1.3	1001
	滑轮油	kg	240	1.485	356
	干油	kg	340	1.98	677
	机油	kg	380	1.141	434
5	卷筒衬木	m ³	25	131.0	3275
6	池闸木块	m ³	1.1	220	242
7	枕木	m ³	50	166	8300
8	破布	kg	70	2	140
9	灯泡500瓦	个	10	3.38	340
	灯泡100瓦	个	300	0.63	189
10	小五金及其他材料	元	8390		8390
11	每百万吨材料费	元			48914
12	每提升1吨煤材料费	元			0.0489

注: 资料来源于《黑色冶金采矿、选矿、辅助技术经济设计参考资料》, (三), 技术经济设计参考资料编写组, 1976年10月。

耀县水泥厂石灰石矿斜坡箕斗下放材料消耗

表 1-5-63

序号	项目名称	数量
1	每两年更换箕斗(装载量15t, 自制)数量(个)	1
2	每年消耗弹簧个数(个)	8
3	输送矿石120万t消耗钢丝绳数量(m)	600~1150
4	油类:	
	减速机油(kg/a)	100
	变压器油(kg/a)	480
	黄油(kg/a)	600
	钢丝绳用油(kg/a)	600
5	衬木(m ³ /a)	4
6	闸木	一年换一次

注: 资料来源与表1-5-62相同。

第六章 竖井单绳提升

责任编辑单位 昆明有色冶金设计研究院

参加编写单位 沈阳有色冶金设计研究院

编写人 张锦葵 朱永昌 段 琦 谢洪沛 王化一

6.1 概 述

6.1.1 提升系统选择的一般原则

竖井提升是联系井上、井下的咽喉要道，它担负着矿石、废石、人员、材料和设备的垂直提升任务。因此，提升系统选择的正确与否是直接影响矿山生产能力的重要问题。

竖井提升系统的选择，影响因素很多，诸如矿山规模，运输方式，矿井通风，具体提升任务（主、副或混合提升），矿、岩物理性质等。因此，提升系统一般应经过方案比较后方可确定。

竖井提升，可以采用单绳缠绕式提升机，也可以采用多绳摩擦式提升机或双筒双绳缠绕式（布雷尔式）提升机。一般单绳缠绕式提升机多用于深度小于600m的矿井；多绳摩擦式提升机多用于深度300~1400m的矿井；布雷尔式提升机目前仅在深度大于1000m的矿井中使用。本章仅介绍单绳缠绕式提升设施的选择计算。多绳摩擦式提升设施的选择计算详见本卷第七章。因我国矿井绝大多数均在1000m以内，故布雷尔式提升设施的选择计算，本书从略。

单绳提升最重要的问题是提升容器的选择。提升容器有罐笼、箕斗和罐笼-箕斗的组合形式等。罐笼能完成矿石、废石、人员、材料和设备的综合提升任务，灵活性大；其缺点是：容器质量大，提升能力小。箕斗的优点是：容器质量小，提升能力大，便于实现自动化；其缺点是：只能提升矿石和废石，不能升降人员、材料和设备，井上、井下均需设置转载矿仓，还要设置粉矿回收设施，基建工程量大，基建时间长。罐笼-箕斗的组合式容器，集中了前两者的优点，能较好地完成综合提升任务，但容器质量大，结构复杂，井上、井下都要相应地增加一些辅助设施。

提升容器和提升方式选择的一般经验：

（1）提升容器一般应根据矿井产量和井筒深度进行选择。有色金属矿山的设计经验是：产量在700t/d左右，井深在300m上下，一般可考虑罐笼提升；而产量大于1000t/d，井深大于300m时，多选用箕斗提升。

（2）对于不宜粉碎，或含泥水较多的矿石，或提升物料品种多于两种时，宜采用罐笼提升。

为减小罐笼质量，增加有效负荷，可采用轻型结构罐笼。寿王坟铜矿的5号轻型铝合

金罐笼,已使用近20年,效果良好。

为实现提升系统的自动化,提高辅助提升的效率,国外普遍使用提升长材料和设备的专用罐笼。

(3) 根据《冶金矿山安全规程》规定,凡进风用的提升井只能采用罐笼提升,禁止采用箕斗提升。

(4) 对于箕斗提升,当矿石块度为400~500mm时,应选翻转式箕斗;当矿石块度控制在350mm以下时,可以选择底卸式箕斗,如水口山铅锌矿和丰山铜矿等。

(5) 罐笼-箕斗组合式容器国外使用较多,一般是罐笼放在箕斗上边。罐笼有单层、双层或三层的;箕斗有翻转式或底卸式的;也有的上部罐笼的底板可以活动,底板打开即可作箕斗的装矿口用。联邦德国Grimberg钾盐矿采用的罐笼-箕斗组合式容器,箕斗容积19m³,装载量25t,三层罐笼每层可容纳18人。国内部分改建矿山也有采用罐笼-箕斗的,如辽宁岫岩铅矿;也有采用一端罐笼,一端箕斗的,如通化铜矿东区竖井。

(6) 为节约能源和保证安全,竖井单绳提升多采用双端提升,一般不采用单端提升。

部分矿山提升

序号	矿山名称	提升机型号	提升高度(m)	提升速度(m/s)	提升容器规格			提升一次循环时间(s)
					箕斗规格(m ³)	罐笼底板(mm)	矿车规格(m ³)	
1	梧桐花铅锌矿	2JK-2.5/20	282	4.7	2(翻转式)			81.34
2	九华山铜矿	2JK-2.5/20	236	4.7	2(翻转式)			63
3	市岗铁矿	2JK-3/20	324	4.6	2(翻转式)			115
4	狮子山铜矿	KJ2×25×1.20-20	289	4.58	1.5(翻转式)			83
5	铜录山铜铁矿	KJ2×3×1.5-11.5	335	3.1	2.1(翻转式)			75.5
6	大姚铜矿	ШЛМ2Π-4×1.8	320	5.86	4.6(翻转式)			81.5
7	桃林铅锌矿	ШЛМ2×4×1.8	200	5.6	3.1(翻转式)			65
8	河北铜矿	KJ2×4×1.8	200	6.7	4			60
9	东川落雪铜矿二期箕斗井	2Π-4-1.8	290	9.6	5			80
10	沙河陡铁矿	2JTL1700-900-25	232	3.5		1800×1080	0.7	101矿
11	市岗铁矿	2JK2.5×1.2-11.5	233	5.6		4000×1450	0.5	162人员
12	潭山铅锌矿	XKT2×2×1-20		3.7		1800×1080		
13	焦家金矿	XKT2×2.5×1.2-11.5	180	6.7		1800×1080双层	0.7	82
14	白乃庙金矿	XKT2×2.5×1.2-20	211	4.7		1800×1080	0.7	87
15	狮子山铜矿(副井)	KJ2×3×1.5D	400	5.0		3200×1400	0.6	157
16	鸡笼山金铜矿	2JK-2.5/11.5	203	6.8		2000×1150	0.7	70.2
17	大河铜矿	XKT2×2.5×1.2-20	320	6.4		2000×1180	0.75	88.5
18	大厂长坡1 ^号 竖井	2BM3000/1620-2	219	5.6		2000×1180双层	0.7	82.6
19	水城观音山铁矿	2JK-3/20	160	5.6		3300×1450	2(侧卸)	128
20	东乡铜矿(主井)	2JK3×1.5D-11.5	505	8.1		2200×1180	1.2	89
21	东乡铜矿(副井)	2JK3×1.5D-11.5	470	8.1		3200×1280双层	1.2	88
22	黄沙坪铅锌矿(主井)	KJ2×3×1.5D	254	6.7		2500×1280	1.2	61.4
23	武山铜矿(副井)	2KJ3×1.5D	270	6.6		2500×1280	0.75	89
24	邯郸西石门铁矿	XKT2×3×1.5	387	8		3200×1440	1.5(侧卸)	74
25	金川镍矿新1 ^号 井	ШЛМ2Π-4×1.8	241	7.4		3200×1440双层	2 ^号	
26	中条山铜矿峪铜矿(1 ^号 副井)	2JK4×1.8D-20	240	6.2		4500×1760	4	60

多水平提升时,最好使用带平衡锤的单端提升。

(7)为减轻副井的负担,可以考虑增大箕斗井的提升能力,兼提升矿石和废石,并在井口、井底分别设置两种物料的装卸设施。如凤凰山铜矿垂直上下分设矿石仓和废石仓,利用活动曲轨,使之伸出时卸废石,收回时卸矿石;锡矿山锑矿则利用一旋转装置,使箕斗在水平面上旋转180°,分别卸矿石和废石。

(8)大型矿山可以考虑建立两套或多套提升系统,分别提升各种物料和人员、设备等。提升方式可以是带平衡锤的单罐、单箕斗或双罐、双箕斗;提升系统的配置可以是一井一套或一井多套,视具体情况而定。南非●的克劳夫矿,曾在一个直径9.6m的井筒中安装5台缠绕式提升机。国内矿山在一个井筒中安装两台以上提升机的也不乏其例。

(9)若矿井较深,服务年限较长,中间需更换电动机时,以更换一次为宜。

6.1.2 提升设施实例

部分矿山提升设施技术特征见表1-6-1。

设 施 技 术 特 征

表 1-6-1

每日工作 小时数	每班提 升次数 (次)	提升设计能力 (t/d)	钢丝绳 直径 (mm)	平衡锤规格		天轮 直径 (mm)	电机 容量 (kW)	投产 日期	设 计 单 位
				外 形 尺 寸 (mm)	质量 (kg)				
12	152	1000	31	1224×221×5230	5565	2500	240		沈阳有色冶金设计研究院
15	100	1000	31	1478×300×4750	6253	2500	210		马鞍山钢铁设计研究院
15	160	1800	31			3000	400		马鞍山钢铁设计研究院
19.5	250	1500	26.5			2500	200	1967年	
15	240	2000	31			3000	480		
17.4	255	4000	37			4000	630	1979年	昆明有色冶金设计研究院
20	200	4000	34			3000	550		
15	300	8800(实际)	40			4000	630		
18	270	5700	43.5			4000	1370	1982年	北京有色冶金设计研究总院 昆明有色冶金设计研究院
12.9		300	22	—		2000	115		北京有色冶金设计研究总院
15	102		31	1800×320×4490	7500	2500	250 (直流)		马鞍山钢铁设计研究院
			23.5	—		2000	115	1973年	南昌有色冶金设计研究院
16.5	242	矿700, 废250	28			2500	260		北京有色冶金设计研究总院
18.9	258	700	22			2500	130		北京有色冶金设计研究总院
20.5			31	1000×300×5120		2500	240	1967年	
8.7	108	200	24	—		2500	180	1982年	长沙有色冶金设计研究院
12.8	170	矿350, 废100	26	—		2500	215	1973年	长沙有色冶金设计研究院
15	250	矿1000, 废150	31	—		2500	310	1965年	长沙有色冶金设计研究院
18	84(矿)	矿500(综合井)	34	1110×320×6415	9002	3000	320		昆明有色冶金设计研究院
14.5	194	2500	28	—		2500	400		南昌有色冶金设计研究院
17	350		34	—		2500	300		南昌有色冶金设计研究院
18.2	254	1080	31	—		3000	350	1964年	长沙有色冶金设计研究院
21	168	矿420 人450人/班		—		3000	280		南昌有色冶金设计研究院
14.4	134	1200	34	—		3000	310	1970年	马鞍山钢铁设计研究院
		1500	43.5	—		4000	800		北京有色冶金设计研究总院
15	128	废1300 人870人/班	43.5	—		4000	480		南昌有色冶金设计研究院

● 在白人种族主义者统治下。

6.2 设备选择

6.2.1 提升容器选择

6.2.1.1 小时提升量

$$A_s = \frac{CA}{t_r t_d} \quad (1-6-1)$$

式中 A_s ——小时提升量, t/h;

C ——提升不均衡系数, 箕斗提升取1.15, 罐笼取1.2;

A ——年提升量, t/a;

t_r ——年工作日, d/a;

t_d ——日工作小时数, h/d。

t_d 的选取:

(1) 箕斗提升——提一种矿石时, 取19.5h; 提两种矿石时, 取18h;

(2) 罐笼提升——作主提升时, 取18h; 兼作主副提升时取16.5h;

(3) 混合井提升——有保护隔离措施时, 按上面数据选取, 若无保护隔离措施则箕斗或罐笼提升的时间均按单一竖井提升时减少1.5h考虑。

6.2.1.2 提升速度

$$v = 0.3 \sim 0.5 \sqrt{H'} \quad (1-6-2)$$

式中 v ——提升速度, m/s;

H' ——加权平均提升高度, m。其系数0.3~0.5的选取: 提升高度在200m以内时取下限, 600m以上时取上限。箕斗提升比罐笼提升的取值可适当增大。

H' 值应根据该提升井所服务的各阶段矿量, 以加权平均的方法求得。求出的 H' 值比初期投产时之提升高度相差很大时, 应对初期若干生产阶段以加权平均法求提升高度。同时作有关技术经济比较。

$$H' = \frac{H_1 Q_1 + H_2 Q_2 + \dots + H_n Q_n}{Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n} \quad (1-6-3)$$

式中 H_1 、 Q_1 ——分别为第一阶段提升高度和阶段矿量 (对于箕斗提升则为第一装矿点提升高度和矿量);

H_2 、 Q_2 ——分别为第二阶段提升高度和阶段矿量 (对于箕斗提升则为第二装矿点提升高度和矿量);

其它符号类推。

提升速度除按上述方法计算外, 还必须符合下列要求:

(1) 根据冶金矿山安全规程规定: 竖井用罐笼升降人员, 其最大速度不应超过下列公式的计算值。

$$v_{\max} = 0.5 \sqrt{H} \quad (1-6-4)$$

式中 $v_{\max}$ ——最大速度, m/s;

H ——提升高度, m。

但不得大于12m/s。

(2) 根据冶金矿山安全规程规定: 竖井升降物料时, 提升容器的最大速度, 不得超过下列计算值:

$$v_{\max} = 0.6\sqrt{H} \quad (1-6-5)$$

式中符号同前。

根据以上方法计算所得之提升速度, 再按所选择提升机的绳速选取。

6.2.1.3 一次提升量计算

1. 主井

1) 双容器提升

$$V' = \frac{As}{3600\gamma C_m} (K_1\sqrt{H'} + u + \theta), \quad (1-6-6)$$

2) 单容器提升

$$V' = \frac{As}{1800\gamma C_m} (K_1\sqrt{H'} + u + \theta), \quad (1-6-7)$$

式中 V' ——容器的容积, m^3 ;

u ——箕斗在曲轨上减速与爬行的附加时间, 取10s;

C_m ——装满系数, 取0.85~0.9;

γ ——松散矿石密度, t/m^3 ;

θ ——休止时间, 箕斗提升时, 见表1-6-22; 罐笼提升时见表1-6-21;

K_1 ——系数, 按表1-6-2选取。

系 数 K_1 值

表 1-6-2

系 数	提 升 速 度 m/s				
	$v = 0.3\sqrt{H'}$	$v = 0.35\sqrt{H'}$	$v = 0.4\sqrt{H'}$	$v = 0.45\sqrt{H'}$	$v = 0.5\sqrt{H'}$
K_1	3.73	3.327	3.03	2.82	2.665

按上式求出 V' 后, 再选定提升容器, 然后计算一次有效提升量。

$$Q = C_m\gamma V' \quad (1-6-8)$$

式中 Q ——一次有效提升量, t ;

V' ——提升容器的容积, m^3 。罐笼提升时以矿车的容积计算。

2. 副井

所选的罐笼一般应考虑以下因素:

(1) 提升废石使用的矿车应与罐笼配套。其计算方法与上述罐笼提升时的情况相同, 只是在核算提升能力时, 应按最大班提升量考虑。

(2) 提升最大设备的外形尺寸和质量与罐笼相适应。尽可能考虑罐笼内能装载最大设备。特殊情况下可考虑在罐笼底部吊装。

(3) 最大班提升井下生产人员的时间不超过45min, 特殊情况可取60min。

6.2.1.4 一次循环提升时间

$$T' = \frac{3600Q}{As} \quad (1-6-9)$$

式中 T' ——一次循环提升时间, s 。

冶金矿山竖井单绳罐笼系列型谱见表1-6-3, 各设计院设计的单绳罐笼规格见附表1-6-4。

矿 山 竖 井 单 绳

序号	罐笼类型	罐笼代号	断面尺寸 (mm)	适应矿车类型	最大载 重量 (t)	罐笼 质量 (t)	钢丝绳端 悬挂质量 (t)	乘 人 数	下放大件 名称
1	1 [°] 单层罐笼	YJGS-1.3-1 YJGG-1.3-1	1300×980	YGC0.5(6)	1.2	1.15	23.05	6	
2	2 [°] 单层罐笼	YJGS-1.8-1 YJGG-1.8-1	1800×1150	YGC0.7(6) YGC0.5(6) YFC0.5(6)	2.2	2	41.2	10	ZCZ-17型 装岩机
3	2 [°] 单层罐笼	YJGS-1.8 _a -1 YJGG-1.8 _a -1	1800×1150	YGC0.7(6) YGC0.5(6) YFC0.5(6)	1.7	1.5	31.38	10	ZCZ-17型 装岩机
4	3 [°] 单层罐笼	YJGS-2.2-1 YJGG-2.2-1	2200×1350	YGC1.2(6, 7) YCC1.2(6) YFC0.7(6, 7) YFC0.5(6)	4.2	3.8	78.46	15	东风-2型 装岩机
5	3 [°] 单层罐笼	YJGS-2.2 _a -1 YJGG-2.2 _a -1	2200×1350	YGC1.2(6, 7) YCC1.2(6) YFC0.7(6, 7) YFC0.5(6)	3.3	3	61.78	15	东风-2型 装岩机
6	4 [°] 单层罐笼	YJGS-3.3-1 YJGG-3.3-1	3300×1450		6.7	6	124.55	25	
7	4 [°] 单层罐笼	YJGS-3.3 _a -1 YJGG-3.3 _a -1	3300×1450	YCC2(6, 7) YGC2(6, 7) YFC0.5×2(6)	4.8	4.3	89.24	25	3t电机车 ZYQ-12型 装运机
8	5 [°] 单层罐笼	YJGG-4-1	4000×1450	YFC0.7×2(6)	5	4.5	93.17	30	3~6t电机车
9	2 [°] 双层罐笼	YJGS-1.8-2 YJGG-1.8-2	1800×1150	YGC0.7×2(6) YFC0.5×2(6) YGC0.5×2(6)	4.4	4	82.38	20	ZCZ-17型 装岩机
10	2 [°] 双层罐笼	YJGS-1.8 _a -2 YJGG-1.8 _a -2	1800×1150	YGC0.7×2(6) YFC0.5×2(6) YGC0.5×2(6)	3.4	3.1	63.75	20	ZCZ-17型 装岩机
11	3 [°] 双层罐笼	YJGS-2.2 _a -2 YJGG-2.2 _a -2	2200×1350	YGC1.2×2(6, 7) YCC1.2×2(6, 7) YFC0.5×2(6) YFC0.7×2(6, 7)	6.8	6	123.57	30	东风-2型 装岩机
12	4 [°] 双层罐笼	YJGS-3.3 _a -2 YJGG-3.3 _a -2	3300×1450	YCC2(6, 7) YGC2(6, 7) YFC0.5(4, 6)	5.4	4.9	101	50	3t电机车 ZYQ-12G型 装运机
13	6 [°] 双层罐笼	YJGG-4-2	4000×1800	YFC0.7×2(6, 7)	5	5	98	76	ZYQ-14G型 装运机

注: 1. 本罐笼为保留产品, 在老产品基础上进行归纳整顿, 不作新设计。

2. 罐笼质量系初步估算值。

罐笼系列型谱

表 1-6-3

罐道布置			防坠器形式	平衡锤规格		备注	罐笼代号说明
钢丝绳罐道	型钢罐道	木罐道		断面尺寸 (mm)	质量 (t)		
 1	 11		GS 型 或 YS 型 和 木 罐 道 防 坠 器	1000×300	1.4		YJGS-1.3-1 ——罐笼层数 ——罐笼长度 ——罐道类型: S—钢丝绳罐道 G—钢轨及型钢组合罐道 ——罐笼 ——提升机类型: M—多绳 J—单绳 冶金工业部
 2	 12	 23		1000×300	3.3		
 3	 13	 24		1000×300	2.6		
 4	 14	 25		1200×400	6.4		
 5	 15	 26		1200×400	5.2		
 6	 16			1500×500	7.7	待发展产品	
待发展	 17			1700×600	7.7		
 7	 18	 27		1000×300	6.6		
 8	 19	 28		1000×300	5.4		
 9	 20			1200×400	11		
 10	 21			1500×500	8.4		
待发展	 22			1700×600	10	上层不进车	

冶金矿山竖井翻转式箕斗规格见表1-6-5。

金属矿山现用单

序 号	罐 笼 类 型	最 大 装 载 量 (kg)	质 量 (kg)	钢 绳 最 大 终 端 载 荷 (kN)	钢 绳 直 径 (mm)	同 时 乘 人 数 (人)	底 板 尺 寸 (mm)		罐 笼 全 高 (包 括 绳 夹) (mm)	矿 车 类 型	罐 道		
											木 罐 道 或 钢 轨 罐 道		间 距 (mm)
											罐 道 尺 寸 (mm)		
											厚	长	
1	2*(旧)钢丝绳罐道罐笼	1930	1530	33.03	21.5	9	1800	1080	4554				
2	2*(旧)轻型罐笼	1800	1140	29.42	23 (21.5)	9	1800	1080	4760	0.7 m³ 翻, 0.55 m³ 翻, 0.5 m³ 固	(木)		150 180 1120
3	2*(旧)滚轮单层罐笼	3800	2020	57.08	22~31	9	1800	1080	5845	YGC 0.7(6) 0.55 m³ 翻	150	180	1136
4	2*(旧)滚轮单层罐笼	1800	1427	33.15	21	9	1800	1080		0.7 m³、0.5 m³	150	180	1120
5	2*(旧)单绳罐笼	1900	1037	29.42	23.5	9	1800	1080	4760	0.7 m³ 固	150	180	1120
6	1800×1130单绳罐笼	1800	2107	18.56			1800	1130	4435	0.55 m³ 翻	150	180	1204
7	3*(旧)双层罐笼	4020	2555	64.48	24~34	20	2000	1180	7230	0.75 m³ 翻	150	180	1220
8	3*(旧)单层罐笼	2500	1920	43.35	22~30	10	2000	1180	4365	0.75 m³ 翻	150	180	1220
9	2000×1150单绳罐笼	2000	2095	40.16	18~24.5	10	2000	1150	4540	YF 0.5(6)、 YGC 0.7(5)	组合槽钢 160		1230
10	2200×1180单绳罐笼	3500	2400			10	2200	1180	6200	1.2 m³ (固)	150	180	1220
11	2500×1280单绳罐笼	3500	2670			15	2500	1280	6200	1.2 m³	180	200	1320
12	2500×1280单绳罐笼	4000	3375	72.57	30.5		2500	1280	5400	1.2 m³ 固、0.7 m³ 翻	160 槽 钢		1370
13	2500×1280单绳罐笼	3380	2853	61.12	26.5	15	2500	1280	5150		160 槽 钢		1370
14	3200×1500单绳罐笼	4000	3590	78.46	34		3200	1500	6460	1.5 m³ 侧卸	140	140	2700
15	3200×1440单层罐笼	3100	3273	62.76	37	20	3200	1440	6311	0.75 m³ 翻	150	180	1480
16	3100×1440双层轻 型罐笼	3930	2262		31	40	3100	1440	7815	0.75 m³、2 m³	150	180	1480
17	4020×1440单层轻 型罐笼	3780	2400		31	25	4020	1440	5820	0.75 m³ 翻, 2、1.2 固	180	200	1480
18	双层轻金属罐笼		3000				4020	1440	5460		200	200	
19	4000×1450单层罐笼	3180	2887	63.75	31		4000	1450	4862	0.5 m³ 翻 两 辆, 2 m³ 侧卸	38 kg/ m 钢 轨		2100
20	单层双车罐笼	6000	4300		38	38	4000	1800	5447	0.7 m³ 固 两辆	38 kg/ m 钢 轨		2100

双箕斗提升能力表见表1-6-6。

绳 罐 笼 规 格 参 考 表

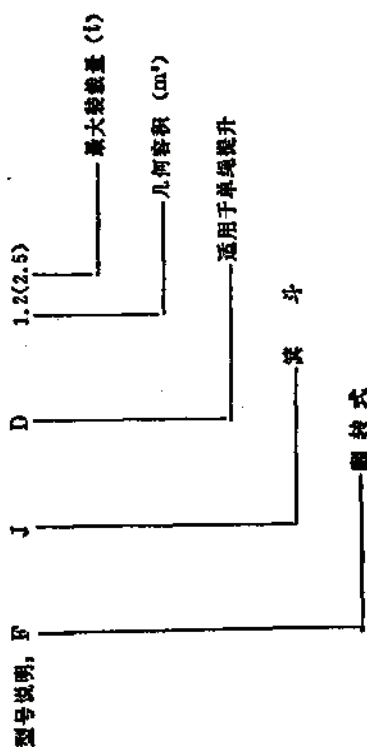
表 1-6-4

规 格				图 号	设 计 日 期 年、月	资 料 来 源	使 用 地 点	备 注
钢 绳 罐 道								
钢绳 直径 (mm)	钢 绳 根 数	间 距 (mm)						
		长	宽					
φ28	6	1180	650	13989	77.8	北京有色冶金设计研 究总院	砂河铁矿	带GS防坠器
				13958	73.5	北京有色冶金设计研 究总院		简易挡车器
				13800	83.10	北京有色冶金设计研 究总院	陕西文峪金矿	
				机1S3	79.4	沈阳有色冶金设计研 究院	内蒙梧桐花铅锌矿	帘 式 门
				06499	78.9	南昌有色冶金设计研 究院	潭山、安基山	轨距762
30.5	(制动绳) 4	1262	1240	通用CJ-944	78.4	长沙有色冶金设计研 究院	南京栖霞山	YS防坠器,制 动绳如前
				13729	80.9	北京有色冶金设计研 究总院		帘式门、滚轮罐耳
				13728	80.9	北京有色冶金设计研 究总院		
				通用CJ-994	82.4	长沙有色冶金设计研 究院	鸡 笼 山	YFG-2防坠器 制动绳φ28
				06149	66	南昌有色冶金设计研 究院	东 乡	帘式门,胶轮罐耳
				06150	66	南昌有色冶金设计研 究院	武 山	帘式门,胶轮罐耳
				通用CJ-723	76.12	长沙有色冶金设计研 究院		YS型防坠器,制 动绳φ34罐耳
				通用CJ-793	78.6	长沙有色冶金设计研 究院	湖南柿竹园	YS型防坠器,制 动绳φ28
φ31	4	2340	1656	备1436	71.4	马鞍山钢铁设计研究院	邯郸西石门铁矿	偏心杠杆式防坠器
				13965	73.6	北京有色冶金设计研 究总院		滚 耳
				06051	66	南昌有色冶金设计研 究院	中 条 山	Ⅱ16T铝合金
				06008	64	南昌有色冶金设计研 究院	中条山胡家峪	Ⅱ16T铝合金
				KJG-0610	66	南昌有色冶金设计研 究院	中 条 山	Ⅱ16T铝合金
				备3502	78	马鞍山钢铁设计研究院	镇江韦岗铁矿	滚柱式楔形制动 器, 钢绳直径φ32
				06472	83	南昌有色冶金设计研 究院	新 桥	制动绳φ28

表 1-6-5

翻斗式箕斗主要规格性能表

序 号	型 号	图 号	几何 容积 (m³)	最大 载量 (t)	斗箱内空 尺 寸 (mm)		最大外形尺寸 (mm)		箕斗 质量 (t)	提升钢丝绳 直 径 (mm)	矿石 块度 (mm)	钢 绳				道		刚性罐道罐耳 间距				
					长×宽	长×宽	长×宽	高				罐 道	绳 径	直径 (mm)	数量	左右	前后	悬挂拉紧 形 式	最大工 作负荷 (kN)	图 号	罐耳断 面尺寸 (mm)	(mm)
1	FJD1.2(2.5)	YJD49	1.2	2.5	1000×900		1134×1338	3462	2.3	φ18~φ24.5	0~400	φ30.5	4	1195	600	油压拉紧、 重锤拉紧	117.7	YSG1 YSG3	170×50	1115		
2	FJD1.6(3.5)	YJD50	1.6	3.5	1000×900		1134×1338	4102	2.717	φ20~φ25.5	0~400	φ32	4	1195	600		117.7	YSG1 YSG3	170×50	1115		
3	FJD2(4)	YJD51	2	4	1100×1000		1236×1452	4321	3.675	φ22~φ30	0~400	φ34	4	1316	650		117.7	YSG1 YSG3	200×65	1240		
4	FJD2.5(5.5)	YJD52	2.5	5.5	1100×1000		1236×1452	4831	4.184	φ24~φ34	0~400	φ35.5	4	1316	650		117.7	YSG1 YSG3	200×65	1240		
5	FJD3.2(7)	YJD53	3.2	7	1400×1100		1548×1584	4960	5.076	φ28~φ37	0~500	φ38.5	4	1446	740		196	YSG2 YSG4	200×68	1370		
6	FJD4(8.5)	YJD54	4	8.5	1400×1100		1548×1584	5605	5.955	φ32~φ43	0~500	φ40.5	4	1446	740		196	YSG2 YSG4	200×68	1370		

注：箕斗装料系数按0.85计算，最大装料量按松散矿石密度2.5t/m³计算。

双箕斗提升能力表

表 1-6-6

箕斗 容积 (m³)	卷扬机型号	提升 速度 (m/s)	在各种提升高度下每天的提升能力 (t/d)							
			150m	200m	250m	300m	350m	400m	500m	600m
1.2	2JK-2/11.5	6.55		2400/3105	1995/2580	1810/2350	1600/2055	1410/1820		
	JK-2/20									
	2JK-2/20	5	2440/3160	1920/2490	1590/2060	1430/1850	1250/1615	1110/1440		
	JK-2/20									
	2JK-2/20	3.7	1900/2460	1480/1915	1215/1570	1095/1410	950/1225	835/1080		
	JK-2/30									
	2JK-2/30	3.3	1720/2225	1330/1725	1090/1415	990/1270	850/1110	748/970		
	JK-2/30									
	2JK-2/30	2.5	1350/1740	1040/1350	850/1100					
	2JK-2/11.5	6.55		3200/×	2660/×	2420/×				
1.6	JK-2/20									
	2JK-2/20	5	3260/×	2560/×	2120/×	1910/×				
	JK-2/20									
	2JK-2/20	3.7	2540/×	1970/×	1620/×	1460/×				
	JK-2/30									
	2JK-2/30	3.3	2290/×	1780/×	1460/×	1310/×				
	JK-2/30									
	2JK-2/30	2.5	1800/×	1390/×	1130/×	1010/×				
	2JK-2.5/11.5	8.2				7160/3780	6570/3330	2200/2970	1950/2520	
	2JK-2.5/11.5	6.6		3222/4170	3470/3470	2430/3145	2130/2750	1890/2450	1640/2120	
	2JK-2.5/11.5	5.5	3508/4540	2774/3590	2291/2965	2078/2690	1810/2350	1610/2080	1390/1800	
	JK-2.5/20									
	2JK-2.5/20	4.7	3090/4000	2426/3140	1998/2585	1808/2340	1570/2035	1390/1800	1200/1550	
	JK-2.5/20									
	2JK-2.5/30	3.8	2588/3350	2016/2610	1654/2140	1491/1930	1290/1670	1150/1430	940/1280	
	JK-2.5/30									
	2JK-2.5/30	3.14	2202/2850	1700/2200	1390/1800	1252/1620	1080/1400	950/1240	820/1070	

续表

箕斗 容积 (m ³)	卷扬机型号	提升 速度 (m/s)	在各种提升高度下每天的提升能力 (t/d)							
			150m	200m	250m	300m	350m	400m	500m	600m
1.6	JK-2.5/30	2.5	1792/2320	1383/1790	1128/1460	1012/1310				
	2JK-2.5/30						870/1130	770/990		
2	2JK-2.5/11.5	8.2				3660/4730				
	2JK-2.5/11.5	6.6		4030/5220	3350/4340	3040/3930				
	2JK-2.5/11.5	5.5	4380/5670	3470/2546	2864/3706	2600/3360				
	JK-2.5/20	4.7	3860/5000	3030/3930	2500/3230	2260/2930				
	2JK-2.5/20	3.8	3240/4190	2520/3270	2070/2670	1870/2420				
	JK-2.5/30	3.14	2750/3570	2130/2750	1740/2250	1570/2030				
	2JK-2.5/30	2.5	2240/2900	1730/2240	1410/1920	1260/1640				
2.5	2JK-3/11.5	10						4260/5510	3700/4790	3180/×
		8				4480/5790	3930/5080	3500/4530	3048/3950	2590/×
		6.6		5040/6520	4190/5430	3800/4920	3320/4300	2960/2830	2560/3320	2170/×
	2JK-3/20	5.6	5560/7190	4400/5690	3640/4710	3290/4250	2880/3730	2560/3310	2210/2860	1860/×
		4.5	4680/6030	3650/4730	3000/3890	2680/3520	2360/3050	2090/2700	1800/2330	1520/×
	2JK-3/30	3.7	3950/5110	3080/3980	2520/3260	2280/2950	1970/2550	1740/2250	1500/1940	1260/×
		3	3300/4270	2550/3300	2080/2700	1870/2430	1630/2100	1430/1860	1230/1590	1030/×
2.5	2JK-3/11.5	10						5450/×	4740/×	
		8				5730/×	5030/×	4480/×	3900/×	
		6.6		6450/8340	5370/×	4860/×	4250/×	3780/×	3280/×	
	2JK-3/20	5.6	7120/9210	5630/7290	4660/×	4210/×	3690/×	3270/×	2820/×	
		4.5	5960/7720	4680/6050	3840/×	3480/×	3020/×	2670/×	2310/×	
	2JK-3/30	3.7	5060/6550	3940/5100	3230/×	2920/×	2530/×	2230/×	1920/×	
3.2	2JK-3/30	3	4220/5460	3270/4230	2660/×	2400/×	2080/×	1830/×	1570/×	
		11.4								4530/5870
		9.25					5687/7360	5076/6570	4427/5730	3770/4890
	2JK-3.5/11.5	7.65			6058/7840	5517/7140	4837/6260	4311/5580	3747/4850	3180/4120
		8.5				6027/7800	5293/6850	4729/6120	4110/5320	3500/4530
	2JK-3.5/30	6.85		6645/8600	5540/7170	5022/6500	4405/5700	3910/5060	3392/4390	2870/3720
		5.67	7186/9300	5687/7360	4706/6090	4257/5510	3716/4810	3303/4275	2866/3710	2420/3130

续表

箕斗容积 (m ³)	卷扬机型号	提升速度 (m/s)	在各种提升高度下每天的提升能力 (t/d)						
			150m	200m	250m	300m	350m	400m	500m
4	2JK-3.5/11.5	11.4							5670/×
		9.25					7110/9200	6350/8210	5530/×
		7.65			7580/9800	6900/8930	6050/7830	5390/6970	4680/×
	2JK-3.5/20	8.5				7530/9750	6620/8580	5910/7640	5140/×
		6.85		8310/10750	6930/8970	6280/8130	5510/7130	4900/6330	4240/×
	2JK-3.5/30	5.67		7110/9200	5880/7610	5330/6390	4650/6010	4130/5350	3580/×
	2JK-4/10.5	11.6							5756/7450
		9.6						5734/7420	4876/6310
	2JK-4/11.5	10.5							6182/8000
		8.7							5255/6800
	2JK-4/20	6.1							3817/4940
		5.1							3245/4200

注: 1. 提升速度是按 $v < 0.5\sqrt{H}$ 考虑的。

2. 提升高度为250m时, 按 $v_F = 0.7v$ 计算, $H = 300 \sim 400$ m时, 按 $v_F = 0.75v$ 计算, $H = 400 \sim 600$ m时, 按 $v_F = 0.8v$ 计算。

3. 箕斗型号选择FJD型, 其乘数系数取0.9。

4. 考虑到矿石提升到地面矿仓(不考虑冒井), 按筒直径等于80倍钢丝绳直径。

5. 钢丝绳的最小 σ 值为1620.55MPa, 单滚筒仅考虑缠绕一层, 双滚筒考虑缠绕两层。

6. 表中所列数据, 分子表示松散密度为1700kg/m³的矿石提升量, 分母表示松散密度为2200kg/m³的矿石提升量。

7. 每日提升时间取19.5h。

8. 停歇时间是按照设有计量装置考虑的。

9. 表中分母为“×”的, 表示在此提升高度不能提升松散密度为2200kg/m³的矿石。

双罐笼提升能力表见表1-6-7。

双罐笼提升能力表 表 1-6-7

矿车容积 (m ³)	罐笼规格	提升机型号	提升速度 (m/s)	在各种提升高度下每小时提升能力 (t/h)						
				100m	150m	200m	250m	300m	350m	400m
0.5 YGC0.5	2 ^号 单层	2JT1600-900-20	4	62/80	46/60	36/48	32/42			
			3.08	51/68	37/48	29/38				
			2.45	44/58	31/40					
		2JK-2/11.5	6.55			53/69	47/61	41/53	33/47	37/42
		JK-2/20								
0.7 YGC0.7	2 ^号 单层	2JK-2/20	5	71/92	54/70	44/57	39/50	33/43		
		2JK-2/11.5	8.55			25/32	22/28	18/23	15/19	12/15
		JK-2/30								
		2JK-2/20		100/128	76/98	62/80	55/70	47/61	40/52	36/47
		JK-2/20								
		2JK-2/20	5.71	82/107	61/79	49/64	43/55	36/47	32/41	
		JK-2/30	3.3	78/98	58/72	44/57				
		2JK-2/30	2.5	62/80	45/58	35/46	30/39			

续表

矿车容积 (m ³)	罐笼 规格	提升机型号	提升 速度 (m/s)	在各种提升高度下每小时提升能力 (t/h)						
				100m	150m	200m	250m	300m	350m	400m
1.2 YCC-1.2	3 [#] 单层	2JK-2.5/11.5	(8.23) 8.2					111/145	100/130	92/119
		2JK-2.5/11.5	8.6			123/160	110/142	95/123	88/112	77/100
		2JK-2.5/11.5	5.3	187/218	182/170	108/140	95/123	82/107	73/95	65/86
		JK-2.5/20								
		2JK-2.5/20	4.7	152/197	119/154	97/126	84/109	62/80		
		JK-2.5/20							65/85	50/64
		2JK-2.5/20	3.8	134/173	102/133	82/107	71/93	62/80		
		JK-2.5/30								
		2JK-2.5/30	3.14	119/154	88/114	70/90	62/81	55/69	46/62	40/52
		JK-2.5/30								
2 YCC-2	4 [#] 单层		10							170/220
		2JK-3/11.5	8					177/230	158/205	143/186
			6.6			195/253	177/230	156/206	137/178	125/162
			5.6		214/277	177/230	159/205	137/178	122/156	110/142
		2JK-3/20	4.5	288/398	183/237	153/198	134/174	116/150	104/134	92/118
			3.7	211/273	182/210	130/170	110/142	98/126	85/114	79/103
		2JK-3/30	3	186/240	138/178	110/142	98/126	82/107	73/95	64/83

注: 1. 提升速度是按 $0.5\sqrt{H}$ 范围内进行考虑的;2. 表中所列数据, 分子表示松散密度为 1700kg/m^3 的矿石提升量, 分母表示松散密度为 2200kg/m^3 的矿石提升量;3. 提升高度 $H=100\sim 200\text{m}$ 时, 按 $v_p=0.8v$ 计算; $H=250\sim 400\text{m}$ 时, 按 $v_p=0.9v$ 计算;

4. 矿车装满系数取0.9;

5. 0.6m^3 及 0.7m^3 矿车, 按双面车场人推车, $\theta=15^\circ$ 计算; 1.2m^3 矿车按双面车场机械推车, $\theta=18^\circ$ 计算; 2m^3 矿车, 按双面车场机械推车, $\theta=20^\circ$ 计算。

6.2.2 平衡锤选择

(1) 平衡锤质量按表1-6-8计算。

平衡锤质量计算表

表 1-6-8

提 升 类 别	平 衡 锤 质 量
专提升人员	罐笼质量+1/2乘罐人员的总质量
提升人员及货载, (1)以提升人员为主	罐笼质量+乘罐人员的总质量
(2)以提升货载为主	罐笼质量+1/2有效装载量+矿车质量
专提升货载	罐笼质量+1/2有效装载量+矿车质量

注: 乘罐人员每人的质量平均按 70kg 计算。

(2) 平衡锤规格见表1-6-9。

单绳用平衡锤规格

表 1-6-9

序号	名称	外形尺寸(mm)		绳速尺寸(mm)		绳速 间距 (mm)	平衡块		设计 日期 年、月	资 料 来 源	使 用 地 点
		长	宽	高 (包 括绳 夹)	m (厚)	n (长)	规 格 长×宽 (mm)	数 量			
1	2.3吨平衡锤	425	400	3170	38kg/m 钢轨		425×400	18	81.12	北京有色冶金设计研究院总院	
2	2吨绳笼(旧)用平衡锤	1100	150	4405	(木) 120	120	940×150	20	74	南昌有色冶金设计研究院	
3	3.3吨平衡锤	1200	600	4450	组合槽钢 160		865×600	21	78.6	长沙有色冶金设计研究院	湖南神竹园
4	6.8吨平衡锤	1490	500	4210	(木) 180	200	1140×500	31	82	长沙有色冶金设计研究院	鸡笼山金铜矿
5	7.5吨平衡锤	1800	520	4490	单槽钢 36kg/m		1140×320	35	78.4	马鞍山钢铁设计研究院	江苏书岗铁矿
6	9吨绳笼平衡锤	1329	310	6415	38kg/m 钢轨		1110×320	62	83	昆明有色冶金设计研究院	贵州水城观音山铁矿
7	2m³箕斗平衡锤	1476	300	4750	钢丝绳绳速 φ 35.5		1040×400	20	84	马鞍山钢铁设计研究院	南京九华山铜矿
8	2m³箕斗平衡锤	1224	221	5230	钢丝绳绳速 φ 32		970×220	32	79.10	沈阳有色冶金设计研究院	内蒙古锦州花船铁矿
9	4吨绳笼(旧)用平衡锤	1200	200	5340	(木) 150	120	975×200	24	66.5	兰州有色冶金设计研究院	
10	5吨绳笼(旧)平衡锤	1020	400	7180	150	120	730×400	49	66.6	兰州有色冶金设计研究院	小 铁 山
11	2.5吨绳笼平衡锤	840	350	3980	钢丝绳绳速 φ 28		530×350	35	67.9	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	大庙铁矿
12	4000×1476双层绳笼 用平衡锤	980	560	8830	38kg/m 钢轨		870×560	18	66.5	北京有色冶金设计研究院总院	云南东川铜矿

6.2.3 钢丝绳选择

6.2.3.1 钢丝绳的类型及其特点

钢丝绳按绳股分类有单股钢丝绳、多股钢丝绳和多层股钢丝绳三种。单股钢丝绳又可分为普通捻钢丝绳和密封型钢丝绳。多层股钢丝绳即不旋转钢丝绳。此外按钢丝间的接触形式又分为点接触、线接触和面接触，它们都是圆型股钢丝绳。其中点接触钢丝绳称为普通圆形股钢丝绳。按绳股的断面形状分则有圆型股与异形股二种，其中异形股钢丝绳可分为三角股、扁股和椭圆股等。国产钢丝绳是按此方法分类的。

三角股钢丝绳的绳股有效金属面积较大，与绳槽接触面积大，工作条件好，它与相同直径的普通圆形股钢丝绳比较破断力大20%，比线接触钢丝绳大10~15%。另外，由于其外层钢丝直径较大，故耐磨性能好。国产三角股钢丝绳已被列为重点发展品种。线接触的钢丝绳由于绳股钢丝平行，在整个长度上互相接触，钢丝间产生的弯曲应力及接触压应力均小，有较长的使用寿命，已被广泛使用。

面接触钢丝绳结构紧密，表面光滑，与绳槽的接触面积大，耐磨及抗挤压性能好；绳股内钢丝接触应力小，因而寿命较长；此外钢丝绳有效断面面积大，钢丝间相互紧贴，耐腐蚀能力强，钢丝绳伸长变形小，缺点是挠性较差。

国产钢绳主要技术参数见本篇附录Ⅱ

6.2.3.2 按使用条件选择钢丝绳

提升钢丝绳在使用过程中强度下降的主要因素是磨损、锈蚀和疲劳断丝，但由于竖井具体条件不同，起主要作用的因素也不同，因此应按其使用条件参照下列不同情况进行选择：

(1) 当竖井淋水大，酸碱度高和作为出风井的井筒，为减少锈蚀，以选用镀锌钢丝绳为宜；

(2) 在钢绳磨损严重的矿井中，以选用线接触，异形股外丝粗，或面接触钢丝绳为好；

(3) 以疲劳断丝为其损坏的主要原因时，应优先选用异形股钢丝绳或线接触钢丝绳（其中以填充式为好）；

(4) 从钢丝绳的结构特点，受力状态和使用条件来分析，竖井提升以选用顺捻钢丝绳为好；

(5) 凿井提升用绳，应选用多层股不旋转钢丝绳，如挤压严重，可选用金属绳芯钢丝绳或面接触钢丝绳；

(6) 温度很高或有明火的废石场等处的提升绳，可选用带金属绳芯的钢丝绳。

选用钢丝绳的捻向应与其在滚筒上缠绕的螺旋线方向一致，使其在缠绕时不致松动。

6.2.3.3 钢绳每米质量计算：

$$P_s = \frac{Q_s}{1.1 \times 10^{-3} \frac{\sigma}{m} - H_s} \quad (1-6-10)$$

式中 P_s ——钢丝绳每米质量，kg/m；
 σ ——钢丝绳的钢丝抗拉强度，Pa；

Q_s ——钢丝绳终端悬挂质量, kg;

H_s ——钢丝绳最大悬垂长度, m;

m ——钢丝绳安全系数, 按表1-6-10选取。

箕斗提升时 $Q_s = Q_f + Q$

$$H_s = H + H_1 + H_2$$

罐笼提升时 $Q_s = Q_c + Q_s + Q$

$$H_s = H + H_1$$

钢丝绳安全系数表

表 1-6-10

使用条件		安全系数
专为升降人员用		≥ 9
升降人员和物料混合用	升降人员时	≥ 9
	升降物料时	≥ 7.5
专为升降物料用		≥ 6.5

式中 Q_f ——箕斗质量, kg;

Q_c ——罐笼质量, kg;

Q_s ——矿车质量, kg;

Q ——有效装载量, kg;

H ——井深(提升高度), m;

H_1 ——井架高度, m;

H_2 ——箕斗井下装载高度, m。

根据计算的 P 值, 选取钢丝绳。

6.2.3.4 钢丝绳安全系数验算

$$m' = \frac{Q_s}{(Q_s + P_s H_s)g} \quad (1-6-11)$$

式中 m' ——钢丝绳实际安全系数;

Q_s ——钢丝绳中钢丝破断拉力总和, N;

g ——重力加速度 9.81m/s^2 。

6.2.4 天轮选择

天轮直径与钢丝绳直径的关系见表1-6-11。天轮规格见表1-6-12。

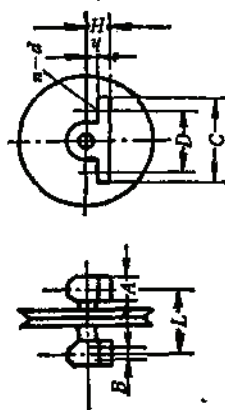
天轮直径与钢丝绳直径关系表

表 1-6-11

天轮安装地点或用途	天轮直径为钢丝绳直径的倍数 (不小于)	天轮与钢丝绳钢丝直径的倍数
地面提升装置	80	1200
井下提升装置和凿井的提升装置	60	900
悬挂吊盘、吊泵、管道	20	300
废石场提升装置	50	

表 1-6-12

天 轮 规 格 表



天轮直径 (mm)	结构型式	允许 包角 度	钢丝绳		尺 寸 (mm)								质量 (kg)	图 号	设计 日期 年.月	使用 地点	资料来源	备 注
			直 (mm)	破断力 (N)	L	A	B	C	D	H	h	n × d						
1500 1620	整体自行 车轴式		18.5	206000	537	159	L + A 680	430	330	305		4 × 2 × φ 29	954	通用CJ-676	70	冯家山	长沙有色冶金 设计研究院	
1600 1712	整体自行 车轴式	135	15.5, 17, 18.5, 20.5, 22, 24, 25	412000	580	200	139	470	400	166	50	8 × M20	770	CST(1134	64			
2000 2145	整体自行 车轴式		25	390000	550	240	L + A 790	500	400	220		4 × 2 × φ 27	1363	通用CJ-510	57	归美山		
2000 2209	整体自行 车轴式		31	572000	640	175	80	560	488	200	70	4 × φ 30	1468	13955	71.12	金川	北京有色冶金 设计研究院	绳槽无衬木
2500 2672	整体自行 车轴式		31		800		L + A 1035			180			2202	通用CJ-278	58	大厂 德兴	长沙有色冶金 设计研究院	
2500 2596	整体自行 车轴式		28	493000	740	340	L + A 1080	574	480	220		4 × 2 × φ 30	1547	通用CJ-508	56	归美山		
2500 2670	整体自行 车轴式		31		800	300	120		420	180		8 × 27		0110128	66.5		兰州有色冶金 设计研究院	
2500 2680	可拆式		31	572000	800		125		420	180			1798	OB-014222	58.3		北京有色冶金 设计研究院	
3000 3180	整体自行 车轴式		37	928000	1030	357	L + A 1388	600	500	375		4 × 2 × φ 43	3480	通用CJ-276	56	桃林	长沙有色冶金 设计研究院	

一、各设计院设计的天轮规格

一、各设计院设计的天轮规格

3000/3172	型钢组合 可拆式	37	825000	1030	350	L+A 1300	600	500	375	4×2×φ433879	通用CJ-277	58	长沙有色冶金 设计研究院
4000/4190	铸钢	40 43.5	1090000 1260000	1036	265	150	680	560	310	4×40	13235	65.5	北京有色冶金 设计研究院
4000/4250	铸结构	47.5	1520000	1030	300	180	730	640	270	4×40	OB-011634	56	以13295-1代替OB- 011634中之OB-011638
4000/4250	铸结构附 分式	47.5		1030							13295	65.8	
5000/5250	铸结构	52	1615000	1030	300	180	1150	1050	350	4×36	13004	62.1	

二、冶金部竖井天轮通用设计型设计的天轮规格

800/900	整体铸钢	13	104.8	450	120	70	550	500	145	45	8×20	266	YTL01	南昌有色冶金设计研究院
1300/1350	(滑动轴承)	20	252.22	500	100	90	650	580	165	55	8×24	598	YTL02	
1600/1710		24.5	381.31	560	160	90	750	690	170	60	8×24	750	YTL03	
2000/2110	铸钢自行车	26	431.15	700	170	90	870	790	250	70	8×30	1179	YTL04	
2500/2650	式(滑动轴承)	31	586.24	750	225	125	940	840	270	70	8×30	1865	YTL05	
3000/3160		37	859.36	860	240	140	1080	980	320	80	8×36	2617	YTL06	
1600/1710	铸钢自行	24.5	381.01	560	150	90	750	690	220	60	8×24	857	YTL07	
2000/2110	本式	26	431.15	700	170	90	870	790	250	70	8×30	1232	YTL08	
2500/2650	(滑动轴承)	31	586.24	750	225	125	940	840	270	70	8×30	1765	YTL09	
3000/3160		37	859.36	860	240	140	1080	980	320	80	8×36	2689	YTL10	
2500/2650	型钢组合	31	586.24	750	225	125	940	840	270	70	8×30	1802	YTL11	
3000/3200	连铸	37	859.36	860	240	140	1080	980	320	80	8×36	2625	YTL12	
3500/3720	(滑动轴承)	43	1157.39	900	260	160	1080	980	320	80	8×36	4110	YTL13	
2500/2650	型钢组合	31	586.24	750	225	125	940	840	270	70	8×30	1761	YTL14	
3000/3200	连铸	37	859.36	860	240	140	1080	980	320	80	8×36	2284	YTL15	
3500/3720	(滑动轴承)	43	1157.39	900	260	160	1080	980	320	80	8×36	3665	YTL16	
4000/4250	连铸	49	1339.07	1030	327	180	1200	1000	425	150	8×42	6813	YTL17	

一九七七年十二月

6.2.5 提升机选择

6.2.5.1 卷筒的选取

卷筒直径的选取与天轮相同, 见表1-6-11。

1. 双卷筒宽度的确定

1) 缠绕一层时

$$B = \left(\frac{H + L_s}{\pi D_1} + n_m \right) (d_s + e) \quad (1-6-12)$$

2) 缠绕多层时

$$B = \left[\frac{H + L_s + (n_m + 4)\pi D_1}{n' \pi D_1} \right] (d_s + e) \quad (1-6-13)$$

2. 单卷筒作双端提升时卷筒宽度的确定

$$B = \left(\frac{H + 2L_s}{\pi D_1} + 2n_m + n_i \right) (d_s + e) \quad (1-6-14)$$

式中 B ——卷筒宽度, mm;

L_s ——试验长度, 取20~30m;

D_1 ——卷筒直径, m;

D_1 ——多层缠绕时卷筒的平均直径, m;

$$D_1 = D_1 + (n' - 1)d_s$$

n' ——卷筒上缠绕的层数;

n_m ——留在卷筒上的钢丝绳圈数, 取 $n_m = 3$;

n_i ——两提升绳之间的间隔圈数, 取2;

4 ——每月移动0.25圈绳长所需的备用圈数;

d_s ——钢丝绳直径, mm;

e ——钢丝绳两圈间的间隙, 取2~3mm。

钢丝绳在卷筒上缠绕的层数, 冶金矿山安全规程有如下的规定, 在竖井中升降人员或升降人员和物料的, 应缠绕单层。在特殊情况下, 准许缠绕两层, 但须制定切实可行的安全措施, 专用于升降物料的准许缠绕两层, 竖井中专为升降物料的, 准许缠绕三层。

6.2.5.2 计算钢丝绳最大静张力和最大静张力差

1. 钢丝绳最大静张力 F_s

$$F_s = (Q + Q_r + P_s H_s) g \quad (1-6-15)$$

式中 F_s ——钢丝绳最大静张力, N;

H_s ——钢丝绳悬垂长度, m;

Q_r ——提升容器质量, kg。

2. 钢丝绳最大静张力差

双容器,

$$F_s = (Q + P_s H) g \quad (1-6-16)$$

单容器带平衡锤,

$$F_s = (Q + Q_r + P_s H - Q_r) g \quad (1-6-17)$$

式中 F_s ——最大静张力差, N;

H ——提升高度, m;

Q_0 ——平衡锤质量, kg。

6.2.5.3 提升速度

如前所述, 根据生产能力所确定的提升速度, 综合第二节介绍的计算方法选择合适的提升机。

新系列的提升机规格见第五章表1-5-25。

在老矿山中, 由于产量增加, 提升高度增高, 或者需要提升较大的设备, 原有的卷扬机的最大静张力不能满足要求时, 可以采取以下措施:

(1) 为了解决设备的提升问题, 可开拓辅助提升井, 采用慢动绞车, 简易容器, 矿用电梯等;

(2) 主提升是用双罐笼的可改为双箕斗提升或带平衡锤的单箕斗提升, 也可采用一端罐笼, 一端箕斗的提升方式。

(3) 如最大静张力不能满足要求时, 可在原有的提升系统中, 设法减小提升容器直接作用在提升机卷筒上的静张力。如浙江王村煤矿采用在天轮平台上增设一个天轮的办法, 通过此天轮用钢绳将两容器连接起来, 使每个容器都由两根钢绳悬挂, 以减少提升钢绳的张力, 如图1-6-1。

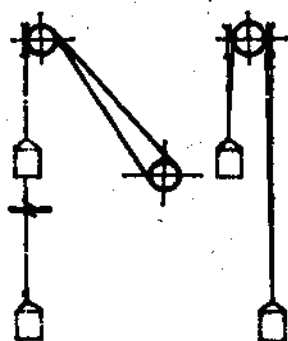


图 1-6-1 三天轮提升系统示意图

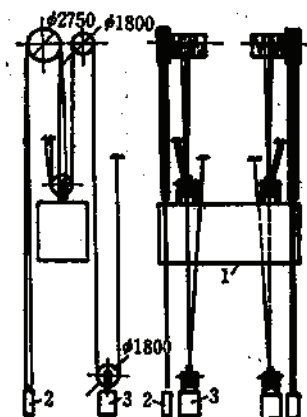


图 1-6-2 十绳辅助提升系统

1—罐笼; 2—平衡锤; 3—平衡锤

另外, 可以在两容器上安装滑轮, 钢绳一端固定在天轮平台或井架上。使作用在提升机卷筒上的静张力减半, 这对解决大型设备的升降, 尤为有利。国外用得比较多, 甚至出现8绳、10绳的配置形式, 如图1-6-2所示。

图1-6-2是单容器提升, 有十根承载钢绳悬吊该容器, 其传动装置由相同组件组成, 每个组件由一卷筒和双绳浮动导轮构成。每一卷筒上缠绕三根钢绳, 其中两根与罐笼连接, 另一根向反方向缠绕与平衡锤连接。这三根绳的另一端固定在井筒上, 而罐笼悬挂在动滑轮上, 其余四根绳分两组分别通过导轮与罐笼和平衡锤连接, 使载荷(罐笼质量37t, 载荷89t, 共126t)由十根钢绳承担, 因此电动机功率只有150马力。

6.2.6 电动机预选

6.2.6.1 电动机型式的选择

矿井提升机的电力拖动装置有两种：一种是交流绕线型感应电动机拖动，另一种是直流他激电动机拖动。直流拖动较之交流拖动的优点是：调速性能好，且与负荷大小正负无关；从一种工作方式向另一种工作方式转换方便；低速特性硬；加速阶段及调速时电能消耗小容易实现自动化。缺点是造价较高，但随着可控硅整流器的大力推广，直流拖动有发展的趋势。交流拖动设备简单，投资省。采用动力制动、低频制动和微电机拖动等措施后，其技术性能得到改善，故仍获得广泛应用。

采用交流或直流拖动，应进行多方案的技术经济比较后确定。

6.2.6.2 电动机功率估算

以下的计算是按照交流拖动考虑的。可按图1-6-3，图1-6-4，查出电动机近似功率，或者按照下列公式计算后，选取标准电动机。

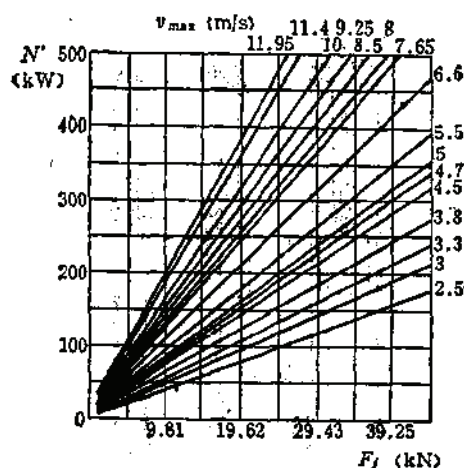


图 1-6-3 罐笼提升电机近似功率曲线
其中 $\rho=1.4$ $\alpha=1.2$ $\eta=0.85$ $K=1.2$

预选电动机功率

$$N' = \frac{KF_j v}{1000 \eta \alpha \rho} \quad (1-6-18)$$

式中 N' ——预选电动机功率，kW；

K ——井筒阻力系数，刚性罐道时，罐笼取1.2，箕斗取1.15；钢绳罐道时都取1.1；

ρ ——动力系数。罐笼提升 $\rho=1.3\sim1.4$ ；箕斗取1.2~1.3；

α ——速度系数。罐笼提升 $\alpha=1.2\sim1.25$ ；翻转式箕斗 $\alpha=1.15\sim1.3$ ；

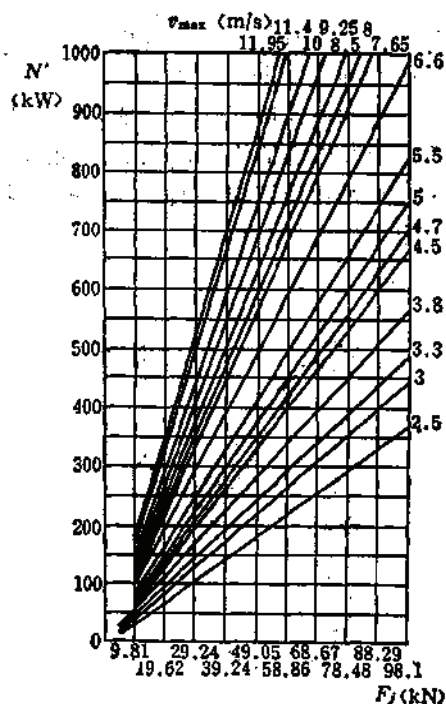


图 1-6-4 双箕斗提升电机近似功率曲线
其中 $K=1.15$ $\rho=1.3$ $\alpha=1.15$ $\eta=0.85$

η ——减速器的传动效率, 一级传动 ($i \leq 11.5$), $\eta = 0.9$; 二级传动 ($i > 11.5$), $\eta = 0.85$ 。

由于JK2~JK5型缠绕式提升机调绳装置和活卷筒是在左侧(从操纵台侧看), 平衡锤之提升钢丝绳可缠绕在活卷筒上。所以, 不按单独提升平衡锤来计算电机功率。

6.2.7 箕斗提升辅助装置

(1) 装矿计量闸门规格, 见表1-6-13, 表中所列均系容积计量, 人工控制装矿, 风动气缸(图号YQG-TC参见《冶金矿山通用设计》)。

翻转式箕斗用计量装置(计容)

表 1-6-13

翻转式箕斗 型 号	计量装置 型 号	闸门型式		放矿口尺寸 (mm)	溜槽倾角		两套 装置 中心距 (mm)	传 动 气 缸		适用罐道 型 式	图 号
		放矿 溜槽	计量 闸门		宽 × 高	上部	下部				
FJD1.2(2.5)	FJLF(1.2)	正扇形	反扇形	800 × 800	40°	45°	1700	溜槽放矿 闸门(直径 × 行程) φ360 × 800	计量漏斗 放矿闸门 (直径 × 行程) φ250 × 1000	钢丝绳刚性	YJD61
FJD1.6(3.5)	FJLF(1.6)	正扇形	反扇形	800 × 800	40°	45°	1700	溜槽放矿 闸门(直径 × 行程) φ360 × 800	计量漏斗 放矿闸门 (直径 × 行程) φ250 × 1000	钢丝绳刚性	YJD62
FJD2(4)	FJLF(2)	正扇形	反扇形	900 × 800	40°	45°	1850	溜槽放矿 闸门(直径 × 行程) φ360 × 800	计量漏斗 放矿闸门 (直径 × 行程) φ250 × 1000	钢 丝 绳 刚 性	YJD63
							1700				YJD 63A
FJD2.5(5.5)	FJLF(2.5)	正扇形	反扇形	900 × 800	40°	45°	1700	溜槽放矿 闸门(直径 × 行程) φ360 × 800	计量漏斗 放矿闸门 (直径 × 行程) φ250 × 1000	刚 性	YJD64
							1850				YJD 64A
FJD3.2(7)	FJLZ(3.2)	正扇形	正扇形	1000 × 1000	40°	45°	1930	溜槽放矿 闸门(直径 × 行程) φ360 × 1000	计量漏斗 放矿闸门 (直径 × 行程) φ300 × 1100	钢丝绳刚性	YJD65
FJD4(8.5)	FJLZ(4)	正扇形	正扇形	1000 × 1000	40°	45°	1930	溜槽放矿 闸门(直径 × 行程) φ360 × 1000	计量漏斗 放矿闸门 (直径 × 行程) φ300 × 1100	钢丝绳刚性	YJD66

注: 1. F——表示翻转式; J——表示箕斗; L——计量装置; F——反扇形闸门; (1.2)——表示翻转式箕斗的斗室容积, m³; Z——正扇形闸门。

2. 设计单位: 鞍山黑色冶金矿山设计研究院。

箕斗容积为2.5m³以下的计量放矿装置, 用反扇形闸门, 4m³的计量装置用正扇形闸门。上部放矿溜槽均采用正扇形闸门。马鞍山钢铁设计研究院设计的南京九华山铜矿, 其上部放矿溜槽采用振动放矿机, 计量装置用压磁测力仪计量。

翻转式箕斗用卸载装置

表 1-6-14

翻转式箕斗型号	卸载装置型式	质 量 (t)	图 号	备 注
FJD1.2(2.5)	固定曲轨	1.823	YJD55	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
FJD1.6(3.5)	固定曲轨	2.041	YJD56	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
FJD2(4)	固定曲轨	2.689	YJD57	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
FJD2.5(5.5)	固定曲轨	2.902	YJD58	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
FJD3.2(7)	固定曲轨	3.627	YJD59	鞍山黑色冶金矿山设计研究院
FJD4(8.5)	固定曲轨	3.886	YJD60	鞍山黑色冶金矿山设计研究院

(2) 卸矿曲轨规格, 见表1-6-14。

(3) 矿仓多种矿物分配装置, 可参见北京有色冶金设计研究总院设计的矿石分配车和箕斗分配溜槽, 图号分别为13448和0107203-088。

6.3 井架和提升机房配置

6.3.1 井架高度

6.3.1.1 罐笼提升

按图1-6-5所示, 计算如下:

$$H_j = h_g + h_{gj} + 1/4 D_t \quad (1-6-19)$$

式中 H_j ——井架高度, m;
 h_g ——罐笼全高, m;
 D_t ——天轮直径, m;
 h_{gj} ——过卷扬高度, m。

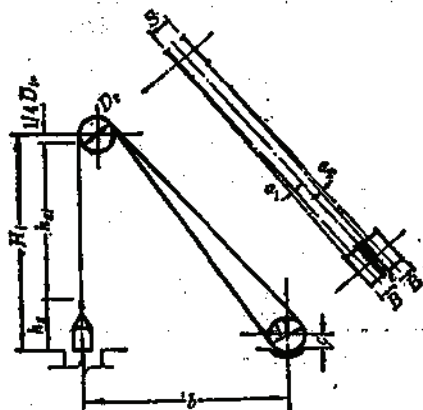


图 1-6-5 罐笼提升井架高度示意图

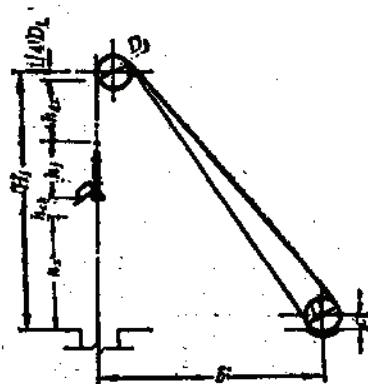


图 1-6-6 箕斗提升井架高度示意图

根据《冶金矿山安全规程》规定, 竖井提升速度在每秒3m以下时, 过卷高度不小于4m; 提升速度在每秒6m以下时, 不小于6m; 提升速度在每秒6m以上时, 不小于最大提升速度值, 提升速度大于每秒10m时, 不小于10m。

6.3.1.2 箕斗提升

按图1-6-6所示, 箕斗提升井架高度可计算如下:

$$H_j = h_b + h_j + h_{ab} + h_{gj} + \frac{1}{4} D_t \quad (1-6-20)$$

式中 h_b ——箕斗卸矿仓高度, m;
 h_j ——箕斗全高, m;
 h_{ab} ——箕斗卸矿时, 斗框对矿仓顶的超高, m。见表1-6-15;

翻转式箕斗卸载时, 斗框对矿仓顶的超高 h_{ab} 值

表 1-6-15

箕斗容积(m³)	1.2	1.6	2	2.5	3.2	4
h_{ab} (m)	2.5	3	3	3.5	3.5	4

h_{gj} ——箕斗过卷高度，与罐笼提升相同。

对某些矿山，在确定井架高度时，还应考虑提升长材料及大型设备的可能性。

防止全速过卷的安全装置，一般是在过卷段内（包括井架和井底两部分）设斜度为1%的楔形罐道，其长度不小于过卷高度的三分之二。并且要求下提升容器比上提升容器提前（不小于1m）接触楔形罐道。在井架楔形罐道末端，还应设防撞梁。国外采用了多种新型防过卷装置，在波兰有几个矿山，采用木柱式过卷制动装置，它类似防坠器的作用原理，过卷时利用卡爪挤压木柱。如图1-6-7。

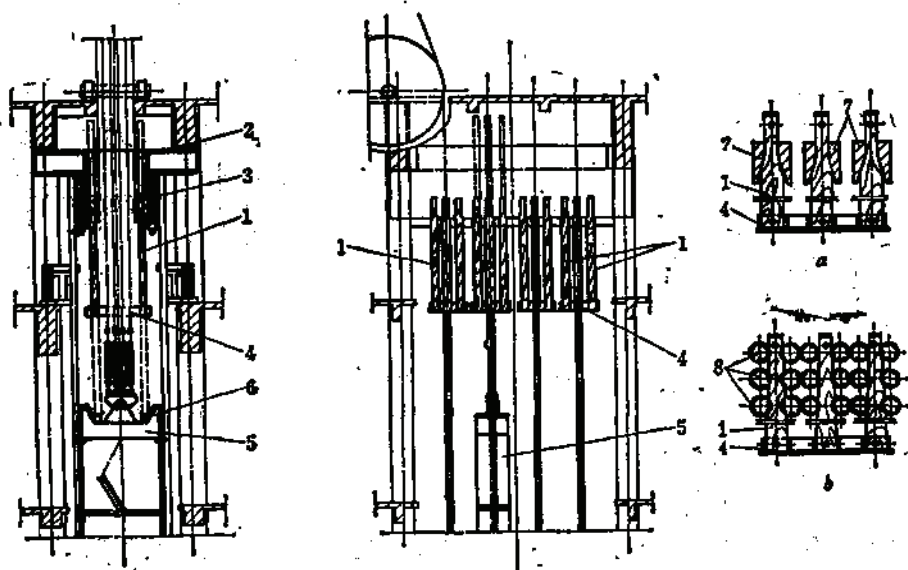


图 1-6-7 木柱过卷装置

1—制动木柱；2—导向槽；3—防撞梁；4—柱脚；5—提升容器；6—碰块；7、8—挤压楔或滚轮式卡爪

制动木柱1，其根部固定在同一柱脚4上，而上部安放在导向槽2内，导向槽安装在防撞梁3的旁边。导向槽内装配有挤压楔（见图a）或滚轮式卡爪（见图b）。7和8。当发生过卷时，提升容器5之碰块6碰撞制动木柱的柱脚，推动制动柱压入挤压楔或滚轮式卡爪，以吸收动能。

图1-6-8是带拉伸钢制杆件的过卷制动装置。

其作用原理为：当提升容器过卷后，碰撞框架，并带动它向上运动，在运动中锁孔迫使杆件拉伸，直径缩小，因而产生阻力，使容器制动。

6.3.2 卷筒中心至提升容器中心距离

一般取20~40m，其最小值近似计算：

$$b_{min} \geq 0.6H_f + 3.5 + D \quad (1-6-21)$$

式中0.6 H_f 是考虑井架斜撑基础与卷筒中心距离，m。

6.3.3 钢丝绳弦长

$$L_{st} = \sqrt{\left(b - \frac{D_t}{2}\right)^2 + (H_f - C)^2} \quad (1-6-22)$$

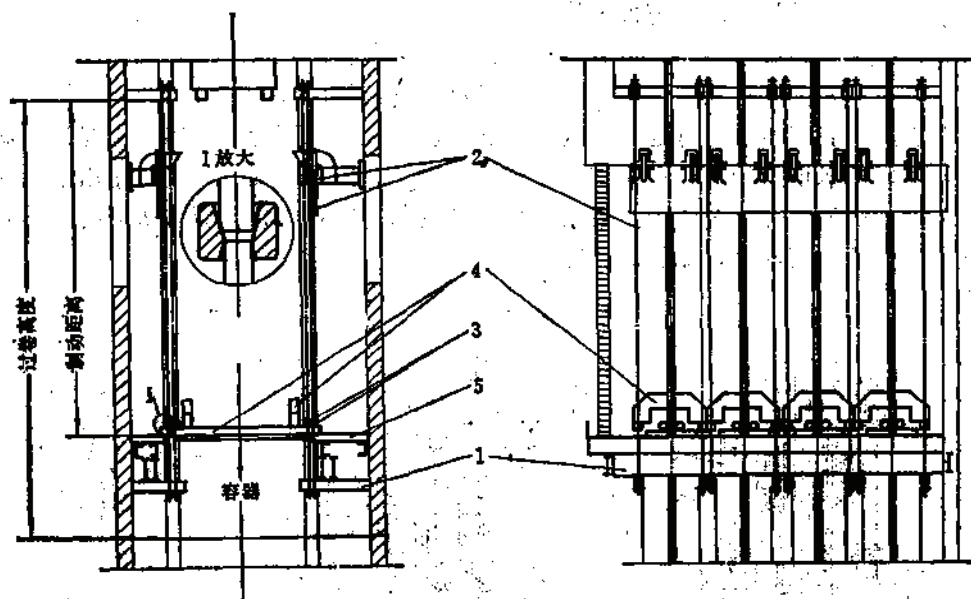


图 1-6-8 拉伸钢制杆件制动装置

1—支承杆件；2—钢制杆件；3—杆件锁孔；4—活动框架；5—支承原件

式中 L_{st} ——钢丝绳弦长，m；

C ——滚筒中心线与井口水平的高差，m。

一般 L_{st} 不宜超过 50~60m，以免钢绳颤动。超过 60m 后，应加设支撑托滚。

6.3.4 钢丝绳偏角

钢丝绳的内、外偏角的计算公式见表 1-6-16（参见图 1-6-5）。

卷扬机钢丝绳内、外偏角计算公式表

表 1-6-16

提升类别	外偏角 α_1	内偏角 α_2
双筒提升、单层缠绕时	$\operatorname{tg} \alpha_1 = \frac{B - \frac{S - e}{2} - n_m(d_s + e)}{L_{st}}$	$\operatorname{tg} \alpha_2 = \frac{\frac{S - e}{2} + B + \left(\frac{H + 30}{\pi D_1} + 8 \right)(d_s + e)}{L_{st}}$
双筒提升、多层缠绕时	$\operatorname{tg} \alpha_1 = \frac{B - \left(\frac{S - e}{2} \right)}{L_{st}}$	$\operatorname{tg} \alpha_2 = \frac{\frac{S - e}{2}}{L_{st}}$
单筒作双提升	$\operatorname{tg} \alpha_1 = \frac{\frac{B - S}{2} - n_m(d_s + e)}{L_{st}}$	$\operatorname{tg} \alpha_2 = \frac{\frac{B + S}{2} - (n_m + n_s)(d_s + e)}{L_{st}}$

式中 S ——两天轮之间的距离，m；

e ——两滚筒之间的间隙，m；

d_s ——钢绳直径，m；

e ——钢绳两圈间的间隙，m；

其它符号的含义和单位同前。

《冶金矿山安全规程》规定：天轮到卷扬机滚筒的钢丝绳最大偏角不得超过 $1^{\circ}30'$ ，一般取值都要小于此值。在双层或多层缠绕时应取小于 $1^{\circ}10'$ 。而内偏角 α_1 ，即使符合上述要求，但由于滚筒上绳圈间隙 e 较小，钢丝绳直径较大或滚筒直径较大，都会导致钢丝绳在绕入或绕出时，产生与邻圈钢丝绳相交的“咬绳”现象。图 1-6-9 是内偏角与滚筒直径、钢丝绳直径、绳圈间隙的关系图，可供设计时参考。

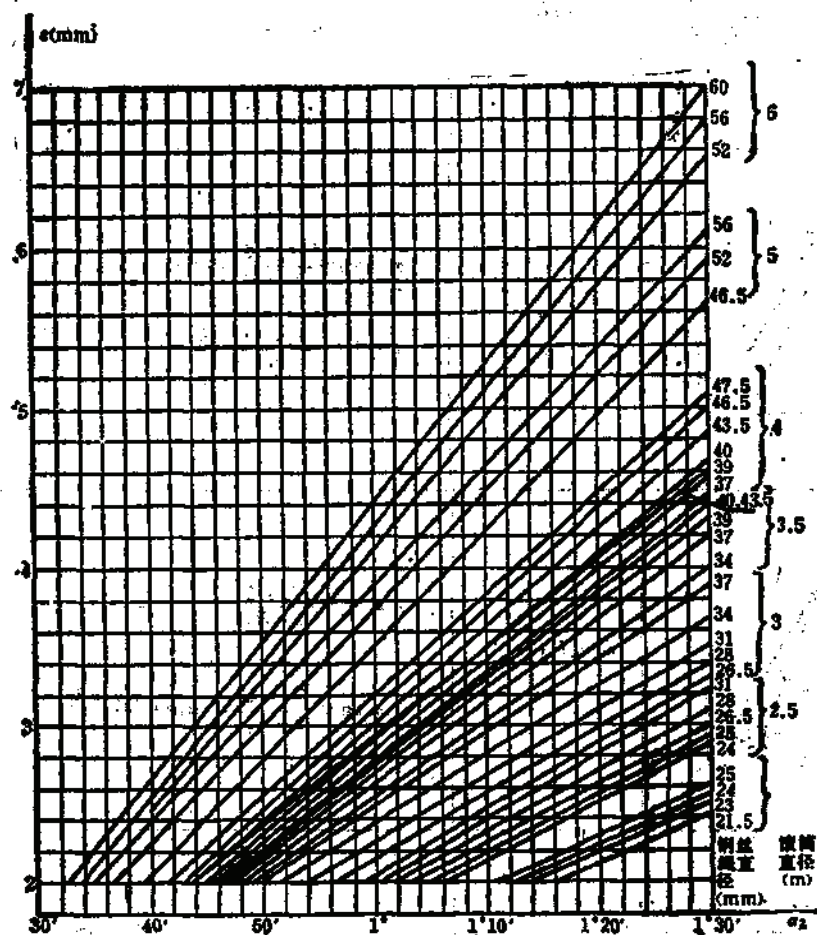


图 1-6-9 内偏角允许角度图

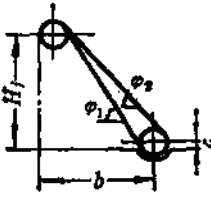
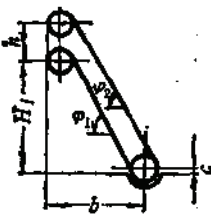
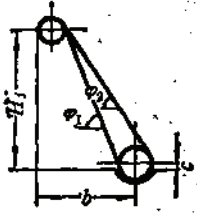
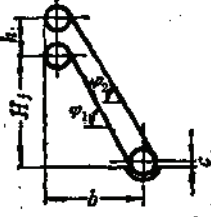
6.3.5 钢丝绳仰角

根据 JK 型系列矿井提升机制造厂的要求，单双筒提升机的下出绳允许最小出绳角为 15° ，上出绳允许最小出绳角度是 0° 。考虑到井架斜撑建筑结构的要求，一般上出绳角取 $30^{\circ} \sim 50^{\circ}$ 。

钢绳仰角的计算方法见表 1-6-17。

卷扬机钢丝绳仰角计算公式表

表 1-8-17

天轮布置形式	天轮直径与卷筒直径的关系	计 算 式
	$D_1 = D_2 = 2R$	$\varphi_1 = \operatorname{tg}^{-1} \frac{H_1 - C}{b - R} + \sin^{-1} \frac{D_1}{L_{st}}$ $\varphi_2 = \operatorname{tg}^{-1} \frac{H_1 - C}{b - R}$
	$D_1 = D_2$	$\varphi_1 = \operatorname{tg}^{-1} \frac{H_1 - C}{b - R} + \sin^{-1} \frac{D_1}{L_{st}}$ $\varphi_2 = \operatorname{tg}^{-1} \frac{H_1 - C + h}{b - R}$
	$D_1 < D_2$	$\varphi_1 = \operatorname{tg}^{-1} \frac{H_1 - C}{b - R_1} + \sin^{-1} \frac{R_1 + R_2}{L_{st}}$ $\varphi_2 = \operatorname{tg}^{-1} \frac{H_1 - C}{b - R_1} - \sin^{-1} \frac{R_1 - R_2}{L_{st}}$
	$D_1 < D_2$	$\varphi_1 = \operatorname{tg}^{-1} \frac{H_1 - C}{b - R_1} + \sin^{-1} \frac{R_1 + R_2}{L_{st}}$ $\varphi_2 = \operatorname{tg}^{-1} \frac{H_1 - C + h}{b - R_1} - \sin^{-1} \frac{R_1 - R_2}{\sqrt{(b - R_1)^2 + (H_1 - C + h)^2}}$

注: R_1 —卷筒半径;
 R_2 —天轮半径。

6.3.6 机房配置及提升机布置实例

地表和坑内提升机房配置尺寸见第五章第七节表1-5-52。

提升机布置实例见本章图1-6-10~图1-6-16。

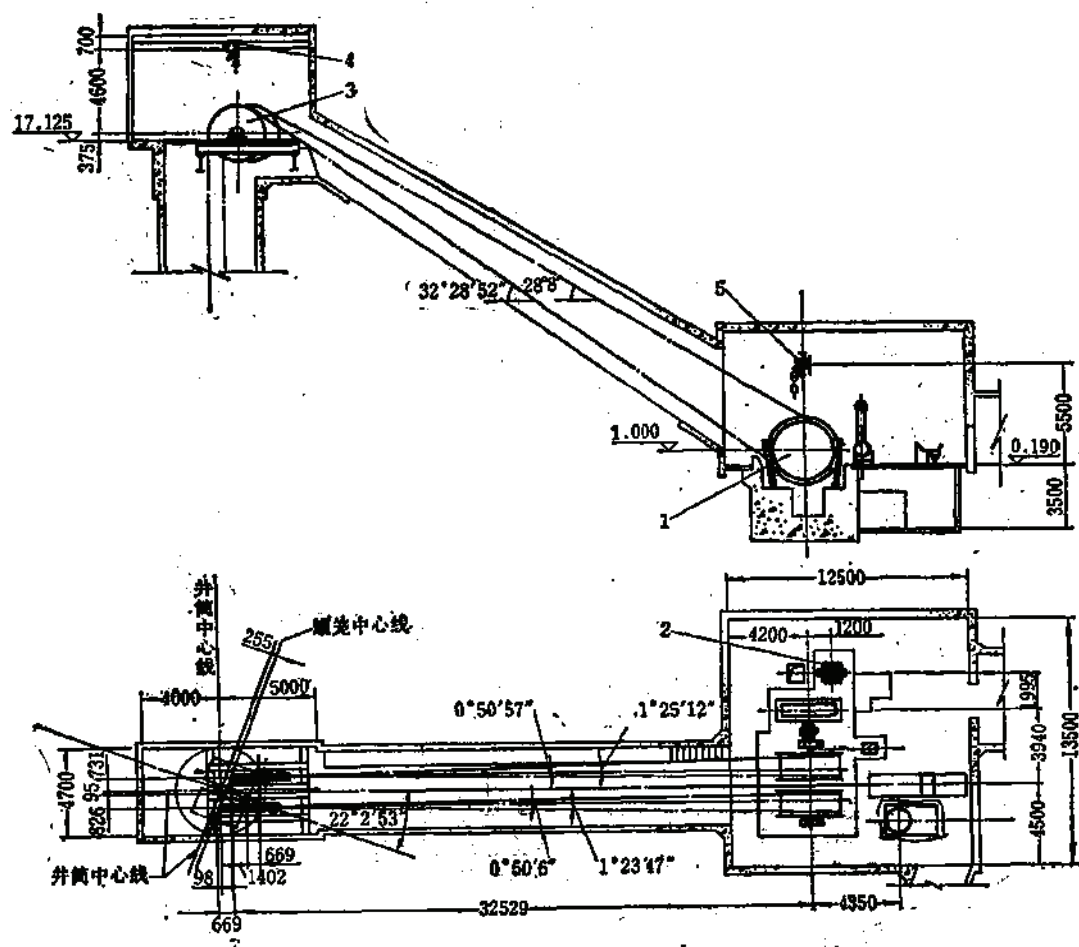


图 1-6-10 湖南黄沙坪铅矿井下罐笼井提升系统配置

1—KJ2×3×1.5D型提升机，2—JRZ型电动机，3— $\phi 3000$ 天轮，4—手动链式起重3t，5—手动链式起重5t

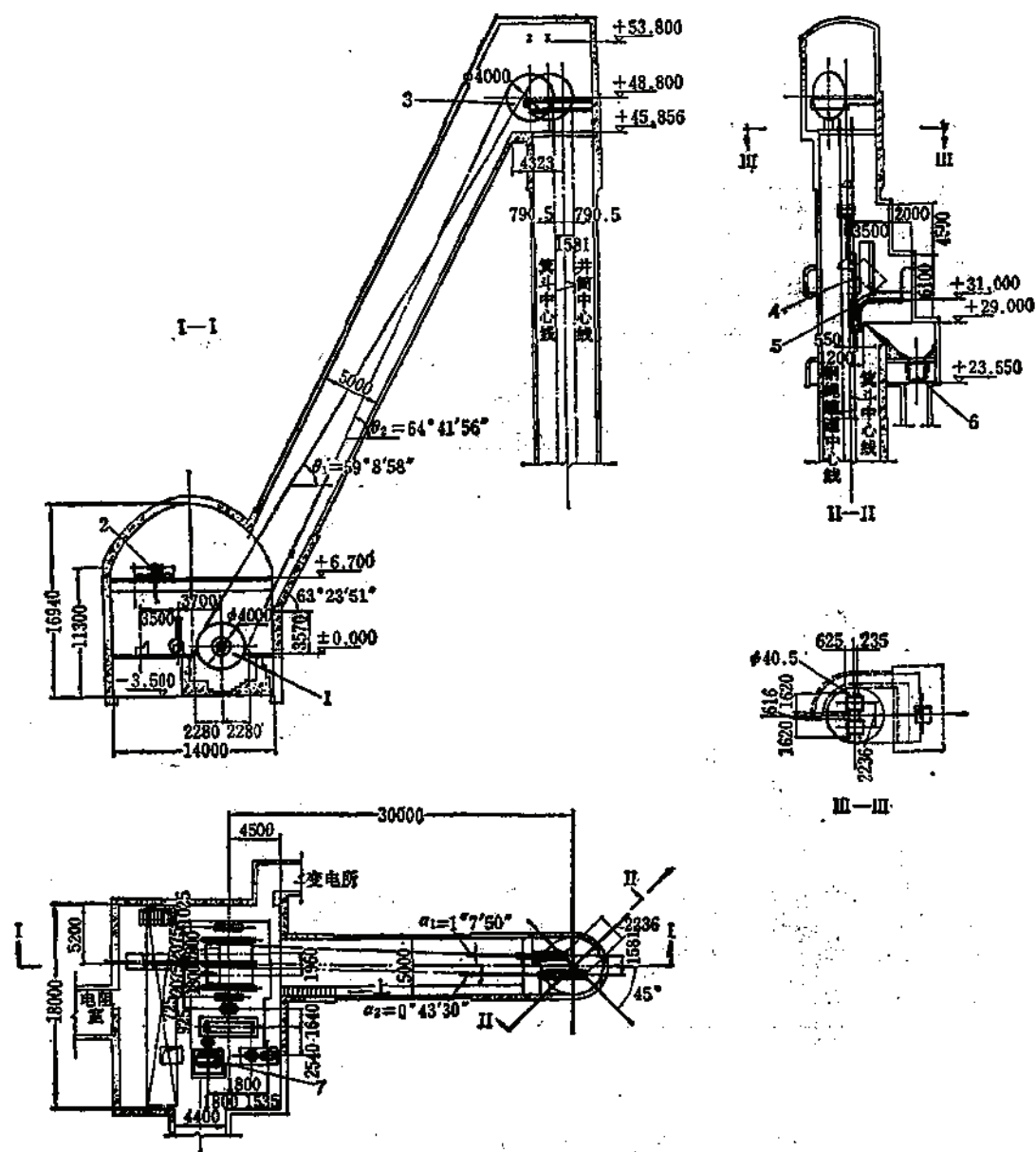


图 1-6-11 云南东川落雪矿稀矿斗井配置

1—2II—4×1.8提升机；2—手动双梁桥式起重机，10t；3— $\phi 4000$ 天轮；4—5m³箕斗；5—卸矿曲轨；6—矿石分配器；7—1370kW电动机

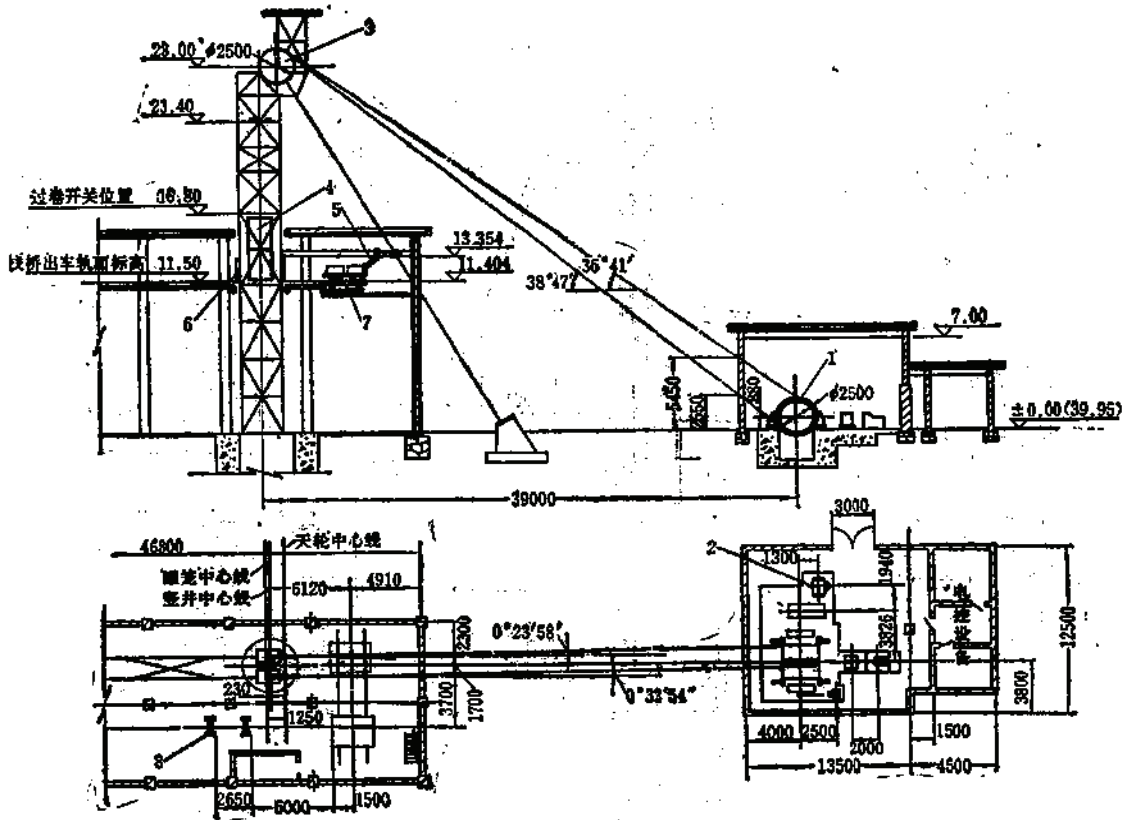


图 1-6-12 山东焦家金矿提升及井口配置

1—JK2-2.5/11.5型提升机；2—JR型电动机；3— $\phi 2500$ 天轮；4—2°双层罐笼1800×1080；5—电动推手
机；6—安全门；7—水平横行台车；8—单式阻车器

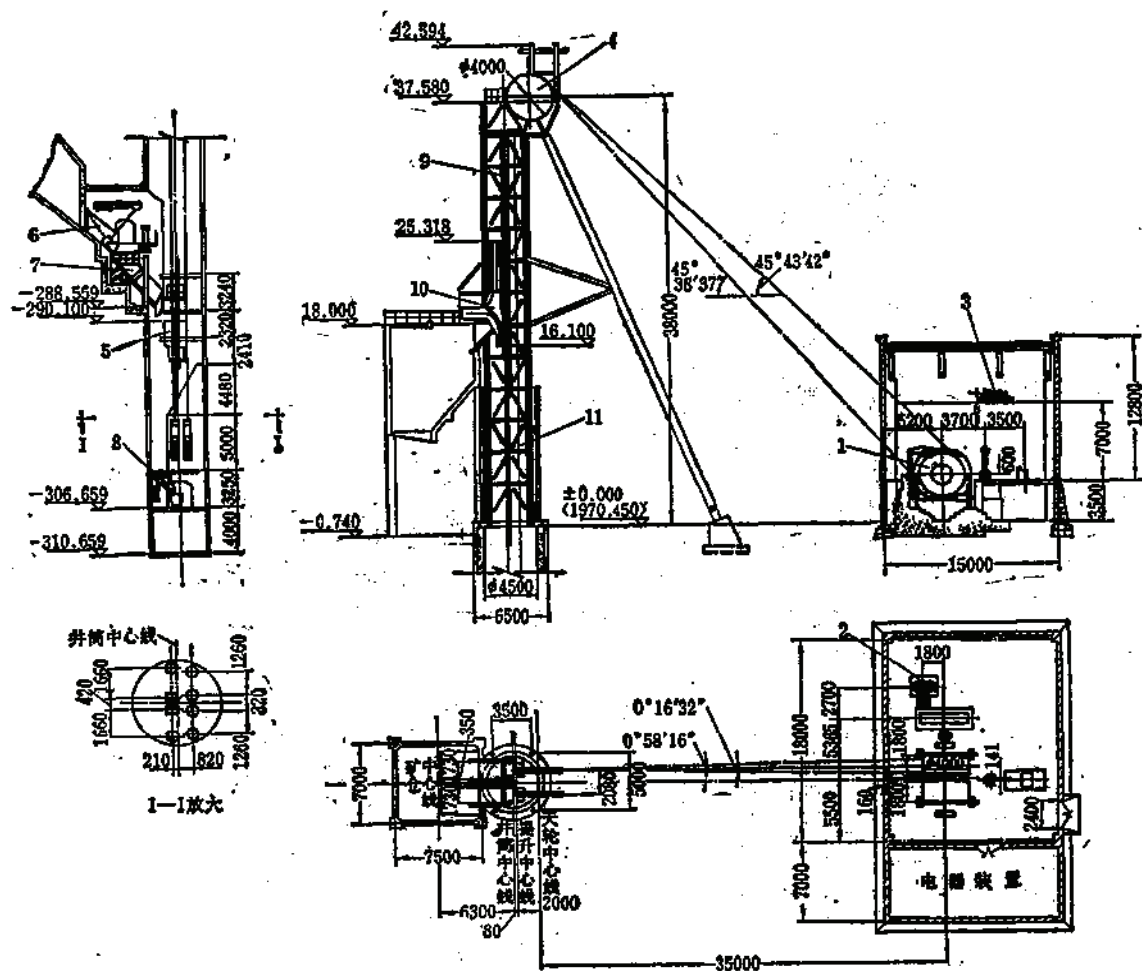


图 1-6-13 云南大姚钢矿箕斗提升系统配置

1—2II—4×1.8提升机；2—电动机；3—手动双梁桥式吊车，15t；4— $\phi 4m$ 天轮；5—3.6m³箕斗；6—链式闸门；7—计量装置；8—粉矿回收扇形闸门；9—钢丝绳道 $\phi 32mm$ ；10—卸载曲轨

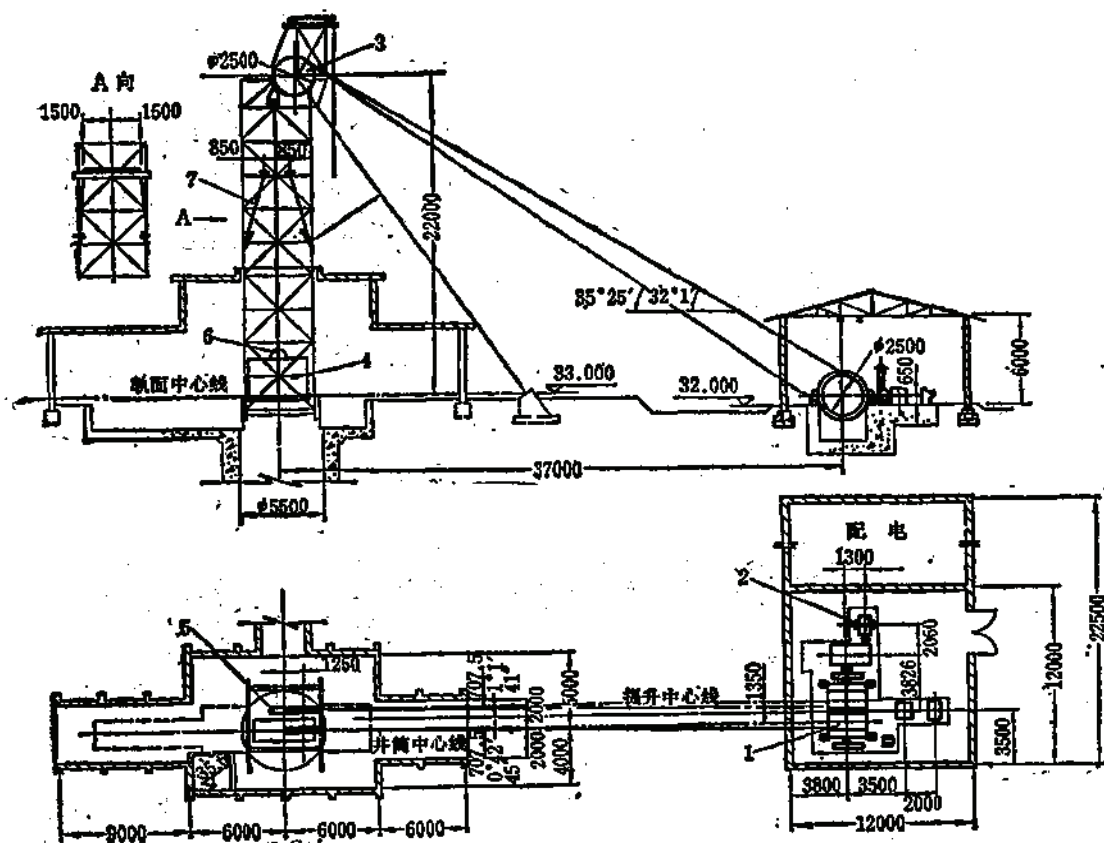


图 1-6-14 江苏韦岗铁矿副井提升配置

1—2JK-2.5/11.5型提升机；2—直流电动机；3— $\phi 2.5\text{m}$ 天轮；4—4000 $\times$ 1450 单层罐笼；5—7.5t 平衡锤；6—液压模式防坠器；7—钢丝绳式防过卷装置

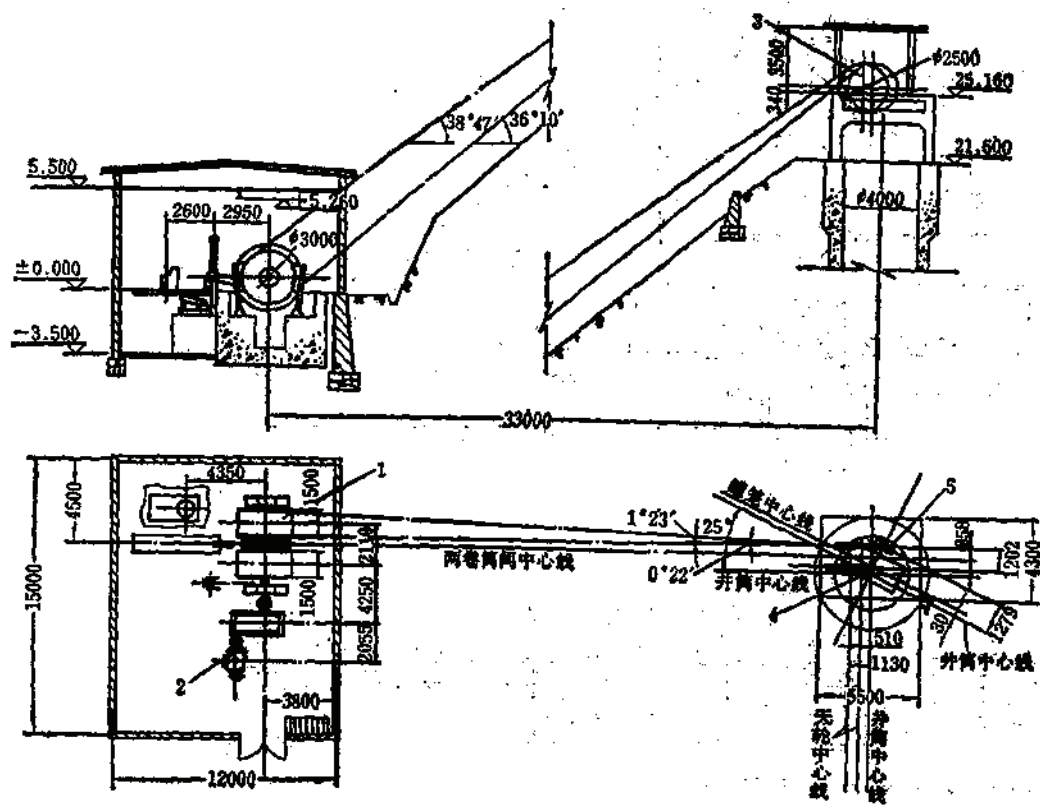


图 1-6-15 安徽铜陵狮子山铜矿副井提升配置

1—KJ2×3×1.5D提升机；2—JRQ型电动机；3— $\phi 2.5\text{m}$ 天轮；4—5a°罐笼3200×1400；5—平衡锤

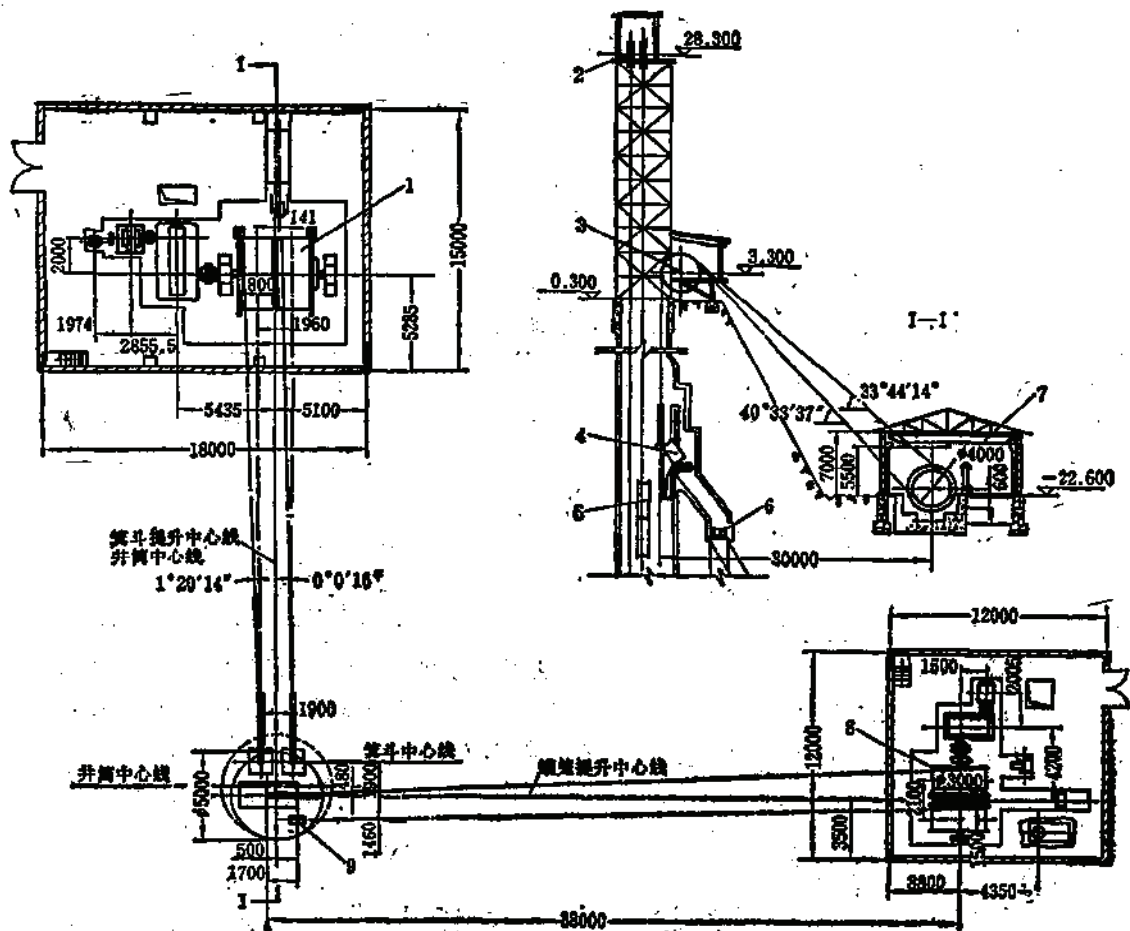


图 1-6-16 河北寿王坟铜矿混合井提升配置

1—2×4×1.8提升机；2—φ3m天轮；3—φ4m天轮；4—4m³箕斗；5—5″双层罐笼；6—分配漏斗；7—10t
单梁手动吊车；8—2BM $\frac{3000}{1520}$ 型提升机；9—平衡锤

6.4 提升计算

本节包括提升速度图和力图的计算,前者确定一次提升循环时间,从而校核提升能力,后者确定各提升阶段作用在滚筒上的力,以计算电动机功率,选择电控设备和计算年电能消耗量。

6.4.1 主要参数的选取

6.4.1.1 提升加速度与减速度

(1) 提升加速度与减速度的一般规定见表1-6-18。

提升加、减速度表

表 1-6-18

提升系统		加速度 a_1 (m/s ²)	减速度 a_2 (m/s ²)
罐笼	升降人员	≤ 0.75	≤ 0.75
	升降物料	≤ 1	≤ 1
箕斗		(1)空箕斗在曲轨上 $a_1 \leq 0.3$ (2)空箕斗离开曲轨 $a_1 \leq 1$ (一般取0.5~0.8)	(1)重箕斗进入曲轨前 $a_2 \leq 1$ (一般取0.5~0.8) (2)重箕斗进入曲轨后 $a_2 \leq 0.3$

提升减速阶段在符合有关规定的条件下,且不受时间限制时可采用自由滑行减速方式;若自由滑行减速时间过长,负力 $\leq 0.35Q$ 时,可采用机械制动;当负力 $> 0.35Q$ 时,以采用动力制动为宜;若负力 $\geq 0.7Q$ 时,必须采用动力制动。

(2) 提升加、减速度时间,当手工操作时,不得少于5秒;当采用自动化操作时,不得小于3秒。

(3) 箕斗进、出卸载曲轨的速度,见表1-6-19。

箕斗、进出卸载曲轨速度表

表 1-6-19

空箕斗离开卸载曲轨时	1.5m/s
重箕斗进入卸载曲轨时五阶段 六阶段	1m/s 有微拖时按微拖装置系列用,如系人工操作时,取0.3~0.5m/s

(4) 为了保证提升容器准确停车以及减小箕斗对卸载曲轨的冲击,提升减速过程中往往增加一爬行阶段。爬行速度一般取0.3~0.5m/s,爬行距离则随箕斗的型式(翻转或底卸)和容积以及与其配套的卸矿装置(曲轨或直轨)不同而各异。一般可参照表1-6-20选取。

箕斗爬行距离表

表 1-6-20

名称	翻转式箕斗	底卸式箕斗
爬行距离(m)	4~6	2~3

目前交流拖动系统获得稳定低速爬行的方法有:低频拖动、微拖动、串级调速等。

6.4.1.2 停歇时间

(1) 罐笼进出车的停歇时间见表1-6-21。

罐笼进、出车停歇时间表

表 1-6-21

编 号		推 车 方 式				
层 数 (层)	每层装车数 (辆)	人 工 推 车		推 车 机		
		矿 车 容 积 (m³)				
		≤0.75	≤0.75	≤0.75	1.2~1.8	2~2.5
		停 歇 时 间 (s)				
		单 面	双 面	双 面	双 面	双 面
单	1	30	15	15	18	20
双	1	65	35	35	40	45
双(同时进车)	2	—	20	20	25	—

(2) 箕斗装载停歇时间见表1-6-22。

箕斗装载停歇时间表

表 1-6-22

箕斗容积(m ³)	<8.1		8.1~8	>8
漏斗类型	计 量	不 计 量	计 量	计 量
停歇时间(s)	8	18	10	14

(3) 升降人员的停歇时间见表1-6-23。

罐笼升降人员停歇时间表

表 1-6-23

罐 笼	单面车场无人行绕道 (s)	双 面 车 场 (s)	附 注
单 层	$(n+10) \times 1.5$	$n+10$	n——一次乘罐人数
双 层	$(n+25) \times 1.5$	$n+25$	
双层(同时进车)	$(n+15) \times 1.5$	$n+15$	

(4) 材料车进、出罐笼的停歇时间：单面车场60s，双面车场40s。

(5) 长材料直接装入罐笼或从罐笼卸出的停歇时间：包括长木材、钢轨和管子等，装卸罐时间各为25~30min。

(6) 装、卸爆破材料的停歇时间各为1min。

(7) 装、卸设备的停歇时间，见表1-6-24。

6.4.1.3 其它

(1) 计算最大班升降生产人员的时间，应按井下生产人员下井时间的1.5倍计算。

罐笼装卸设备停歇时间表

表 1-6-24

设 备 装 卸 情 况	停 歇 时 间 估 算 (min)	
	装 人	卸 出
放于平板车上	1~2	1~2
不能放在平板车上, 直接进入罐笼内	5~10	5~10
悬吊于罐笼内或罐笼底部	30~40	30~40

(2) 考虑废石提升的不均衡性, 最大班的废石提升量应按每日废石量的50%计算。

(3) 升降坑木、钢材、管材、炸药等最大班提升量, 应按日需要量的50%计算。

(4) 每班预计提升设备的时间, 不得小于2次。

(5) 每班提升其他人员的时间, 按升降生产人员时间20%计算, 不得少于5次。

(6) 每班对砂、石、水泥的提升量, 按基建生产的需用量考虑。对于平窿、溜井开拓的矿山, 所需附加提升次数, 可以根据情况适当调整。

(7) 一次调绳对罐时间见表1-6-25。

卷扬机一次调绳对罐时间表

表 1-6-25

提 升 机 型 号	2JK-2, 2JK-2.5	2JK-3, 2JK-3.5	2JK-4, 2JK-5
调绳对罐时间(min)	3~5	5	5

注: JK型提升机打开和合上离合器的时间共15s。

6.4.2 提升运动学和动力学计算

6.4.2.1 罐笼提升(按三阶段提升计算)

1. 三阶段提升速度图及运动学计算

三阶段提升速度图见图1-6-17, 运动学计算如表1-6-26所示。

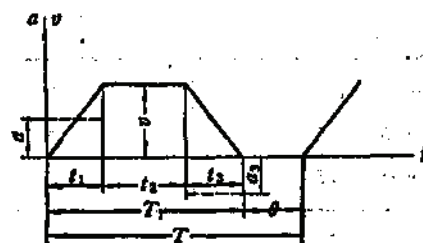


图 1-6-17 罐笼三阶段提升速度图

2. 提升时间平衡表

提升时间平衡表按表1-6-27所示的格式编制。

3. 变位质量的计算

变位质量计算如表1-6-28所示。

4. 提升动力学计算

运动学计算表

表 1-6-26

计 算 项 目	计 算 公 式	
	双 绳 提 升	单 绳 提 升
(1) 加速度与减速度(m/s^2)	$a_1 = a_2$	$a_1 = a_2$
(2) 加速或减速运行时间(s)	$t_1 = t_2 = \frac{v}{a}$	$t_1 = t_2 = \frac{v}{a}$
(3) 加速或减速运行距离(m)	$h_1 = h_2 = \frac{1}{2} v t_1$	$h_1 = h_2 = \frac{1}{2} v t_1$
(4) 等速运行距离(m)	$h_3 = H - h_1 - h_2$	$h_3 = H - h_1 - h_2$
(5) 等速运行时间(s)	$t_3 = \frac{h_3}{v}$	$t_3 = \frac{h_3}{v}$
(6) 一次提升运行时间(s)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3$	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3$
(7) 停歇时间(s)	θ	θ
(8) 一次提升全时间(s)	$T = T_1 + \theta$	$T = 2(T_1 + \theta)$
(9) 每小时提升次数	$n_s = \frac{3600}{T_1 + \theta}$	$n_s = \frac{1800}{T_1 + \theta}$

提升时间平衡表格式

表 1-6-27

项 目	提 升 时 间				
	一次提升运行 时 $T_1(s)$	两次提升之间 休 止 时 间 $\theta(s)$	一次提升全 时 $T(s)$	每班提升次数	每班提升时间 (min)
矿 石					
废 石					
人 员					
设 备					
长 材					
坑 木					
炸 药					
砂石水泥					
其 它					
合 计					

5. 等效力计算:

$$F_e = \sqrt{\frac{\sum F_i^2 t_i}{T_e}}$$

(1-6-23)

式中 F_e ——等效力, N;

变位质量计算表

表 1-6-23

计 算 项 目	计 算 公 式	
	双 罐 提 升	单 罐 带 平 衡 锤 提 升
(1) 变位质量总和(kg)	$\Sigma M = Q + 2(Q_0 + Q_1) + 2P_s L + 2m_1 + m_2 + m_3$	$\Sigma M = Q + Q_0 + Q_1 + Q_2 + 2P_s L + 2m_1 + m_2 + m_3$
(2) 有效装载量(kg)	Q	Q
(3) 罐笼与矿车质量(kg)	$2Q_0 + 2Q_1$	$Q_0 + Q_1$
(4) 平衡锤质量(kg)		Q_2
(5) 两根钢丝绳质量(kg)	$2P_s (H_0 + L_{st} + 30 + 3\pi D_1 + \frac{1}{2}\pi D_2) = 2P_s L$	$2P_s (H_0 + L_{st} + 30 + 3\pi D_1 + \frac{1}{2}\pi D_2) = 2P_s L$
(6) 两个天轮变位质量(kg)	$2m_1$	$2m_1$
(7) 提升机转动部分变位质量(kg)	m_2	m_2
(8) 电动机转子的变位质量(kg)	$m_3 = \frac{[GD^2]t^2}{gD}$	$m_3 = \frac{[GD^2]t^2}{gD}$
	[GD ²]—电动机转子的飞轮力矩 (Nm ²) t—减速比	[GD ²]—电动机转子的飞轮力矩 (Nm ²) t—减速比

提升动力单计算表

表 1-6-20

计 算 项 目	计 算 公 式	
	双 罐 提 升	单 罐 带 平 衡 锤 提 升
(1) t_1 阶段开始(N)	$F_1 = 9.81(KQ + P_s H) + \Sigma M a_1$	$F_1 = 9.81(Q_T + P_s H) + \Sigma M a_1$
(2) t_1 阶段终了(N)	$F'_1 = 9.81[KQ + P_s (H - 2h_1)] + \Sigma M a_1$	$F'_1 = 9.81[Q_T + P_s (H - 2h_1)] + \Sigma M a_1$
(3) t_2 阶段开始(N)	$F_2 = 9.81[KQ + P_s (H - 2h_1)]$	$F_2 = 9.81[Q_T + P_s (H - 2h_1)]$
(4) t_2 阶段终了(N)	$F'_2 = 9.81\{KQ + P_s [H - 2(h_1 + h_2)]\}$	$F'_2 = 9.81\{Q_T + P_s [H - 2(h_1 + h_2)]\}$
(5) t_3 阶段开始(N)	$F_3 = 9.81\{KQ + P_s [H - 2(h_1 + h_2)]\} - \Sigma M a_2$	$F_3 = 9.81\{Q_T + P_s [H - 2(h_1 + h_2)]\} - \Sigma M a_2$
(6) t_3 阶段终了(N)	$F'_3 = 9.81(KQ - P_s H) - \Sigma M a_2$	$F'_3 = 9.81(Q_T - P_s H) - \Sigma M a_2$

注：表中K—井筒阻力系数，提升时取1.2，下放时取0.8。

$$Q_T = (KQ + Q_T) - Q_0$$

专门提升人员， $Q_T = 0.7Q_{rs}$ 。

专门提升货物， $Q_T = 0.7Q_0$ 。

提升人员及货物：

以提升人员为主时， $Q_T = 0.2Q_{rs}$ 。

以提升货物为主时， $Q_T = 0.7Q_0$ 。

式中 Q_{rs} ——一次乘罐人员的总质量，kg。

T_e ——等效时间， $T_e = \frac{1}{2}(t_1 + t_2) + t_3 + \frac{\theta}{3}$ ，对于具有单独通风装置的电动

$$机 T_e = T_1 + \theta。$$

本式中的 $\Sigma F^2 t = A + B + C$ ，而其中

$$A = \frac{F_1^2 + F_1'^2}{2} t_1, \quad B = \frac{F_1^2 + F_1 F_1' + F_1'^2}{3} t_2, \quad C = \frac{F_1^2 + F_1'^2}{2} t_3.$$

如果 F_1 及 F_1' 均为负值, 且系切断电源进行制动时, 则 C 项不计入; 当 F_1 为正值而 F_1' 为负值时, 则 $C = \frac{F_1^2}{2} t_3$, 式中 $t_3 = \frac{F_1}{F_1 + F_1'} t_3$; 当用动力制动时, 则全部以正值代入计算。

6. 电动机等效功率计算

$$N_e = \frac{F_e v}{1000 \eta} \quad (1-6-24)$$

式中 N_e ——等效功率, kW。

根据计算的等效功率选取电机。所选电机应进行过载系数校核。

1) 按力图过负荷验算

$$\frac{F_{\max}}{F_e} < 0.85 \lambda \quad (1-6-25)$$

式中 F_e ——电动机额定拖动力, N。

$$F_e = \frac{N_e 1000 \eta}{v} \quad (1-6-26)$$

λ ——电动机的过载系数;

N_e ——电动机额定功率, kW。

2) 按特殊力验算

$$\frac{F_s}{F_e} < 0.9 \lambda \quad (1-6-27)$$

式中 F_s ——特殊作用力, N。

采用罐座时, 当空罐位于井底罐座上, 把重罐从井口稍稍提起时,

$$F_s = K(Q + Q_0 + Q_1 - P_s H)g \quad (1-6-28)$$

在更换水平, 或调节绳长时, 单钩提升空罐:

$$F_s = K(Q_0 + P_s H)g \quad (1-6-29)$$

7. 电能年消耗量

$$W = \frac{\sum F t v n_s t_r}{1000 \times 3600 \eta \cdot \eta_s} \quad (1-6-30)$$

式中 W ——电能年消耗量, kW·h/a;

n_s ——小时提升次数, 单罐带平衡锤时应乘以 2;

η_s ——电动机效率。

$$\sum F t = \frac{F_1 + F_1'}{2} t_1 + \frac{F_1 + F_1'}{2} t_2 + \frac{F_1 + F_1'}{2} t_3 \quad (1-6-31)$$

当计算式末项中 F_1 及 F_1' 均为负, 且系切断电源进行制动时, 则该项不计入; 如 F_1 为正, 只 F_1' 为负时, 则该项以 $\frac{F_1^2}{2(F_1 + F_1')} t_3$ 代之; 若采用动力制动时, 则全部用正值代入计算。

6.4.2.2 箕斗提升 (按双箕斗提升方式考虑)

1. 提升速度图

一般采用五阶段速度图,当箕斗容积在 4m^3 以上时,应增加一个爬行阶段,即采用六阶段速度图。

五阶段速度图,如图1-6-18。六阶段速度图,如图1-6-19。

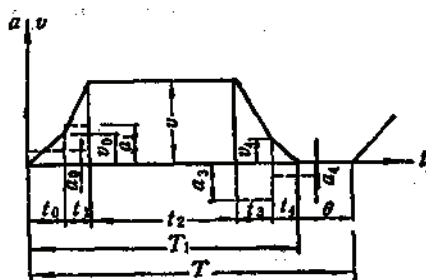


图 1-6-18 箕斗五阶段提升速度图

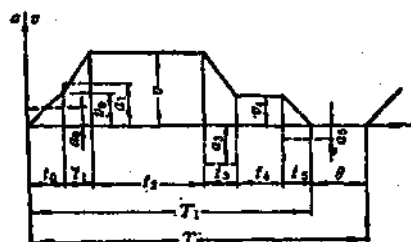


图 1-6-19 箕斗六阶段提升速度图

2. 运动学计算

运动学计算如表1-6-30所示。

3. 变位质量的计算

变位质量计算,如表1-6-31所示。

4. 提升动力学计算

提升动力学计算式列于表1-6-32。

5. 等效力计算:

按表1-6-33中的公式计算等效力。

6. 电动机等效功率计算

1) 等效功率

$$N_e = \frac{F_e v}{1000 \eta} \quad (1-6-32)$$

式中 N_e ——等效功率, kW。

根据计算值选取电动机,所选电机应进行过载系数校核。

2) 计算电机的额定拖动力

$$F_e = \frac{1000 N_e \eta}{v} \quad (1-6-33)$$

式中 F_e ——电机的额定拖动力, N。

3) 校核过载系数

按力图过负荷验算:

$$\frac{F_{\max}}{F_e} < 0.85 \lambda \quad (1-6-34)$$

按特殊力验算:

单独提升空箕斗 $F_s = 1.15 (Q_s + P_s H) g$

$$\frac{F_s}{F_e} < 0.9 \lambda \quad (1-6-35)$$

7. 电能年消耗量

在提升设备的选择计算方面,北京有色冶金设计研究总院等单位编制了电子计算机程序可进行方案比较。

运 动 学 计 算 表

表 1-6-30

计 算 项 目	计 算 公 式	
	五 阶 段 提 升	六 阶 段 提 升
(1)箕斗卸矿过程斗框运行距离(m)	h_0	h_0
(2)空箕斗离开曲轨的运行速度(m/s)	v_0	v_0
(3)空箕斗在曲轨上的加速度(m/s ²)	$a_0 = \frac{v_0}{t_0}$	$a_0 = \frac{v_0}{t_0}$
(4)空箕斗在曲轨上的运行时间(s)	$t_0 = \frac{2h_0}{v_0}$	$t_0 = \frac{2h_0}{v_0}$
(5)重箕斗进入曲轨的速度(m/s)	v_4	v_4
(6)重箕斗在曲轨上等速运行时间(s)		$t_4 = \frac{h_0 - h_5}{v_4}$
(7)重箕斗在曲轨上等速运行距离(m)		$h_4 = h_0 - h_5$
(8)重箕斗在曲轨上的减速度(m/s ²)	$a_4 = \frac{v_4}{t_4}$	$a_4 = \frac{v_4}{t_4}$
(9)箕斗在曲轨上减速运行时间(s)	$t_4 = \frac{2h_4}{v_4}$	$t_4 = \frac{v_4}{a_4}$
(10)箕斗在曲轨上减速运行距离(m)	$h_4 = \frac{1}{2} v_4 t_4 = h_0$	$h_4 = \frac{1}{2} v_4 t_4$
(11)箕斗在曲轨外的加速度(m/s ²)	a_1	a_1
(12)箕斗在曲轨外加速运行时间(s)	$t_1 = \frac{v - v_4}{a_1}$	$t_1 = \frac{v - v_4}{a_1}$
(13)箕斗在曲轨外加速运行距离(m)	$h_1 = \frac{1}{2} (v_4 + v) t_1$	$h_1 = \frac{1}{2} (v_4 + v) t_1$
(14)箕斗在曲轨外的减速度(m/s ²)	a_1	a_1
(15)箕斗在曲轨外减速运行时间(s)	$t_1 = \frac{v - v_4}{a_1}$	$t_1 = \frac{v - v_4}{a_1}$
(16)箕斗在曲轨外减速运行距离(m)	$h_1 = \frac{1}{2} (v + v_4) t_1$	$h_1 = \frac{1}{2} (v + v_4) t_1$
(17)箕斗在曲轨外等速运行距离(m)	$h_2 = H - 2h_0 - h_1 - h_3$	$h_2 = H - 2h_0 - h_1 - h_3$ (其中 $h_0 = h_4 + h_5$)
(18)箕斗在曲轨外等速运行时间(s)	$t_2 = \frac{h_2}{v}$	$t_2 = \frac{h_2}{v}$
(19)一次提升时间(s)	$T_1 = t_0 + t_1 + t_2 + t_3 + t_4$	$T_1 = t_0 + t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$
(20)两次提升之间的停歇时间(s)	θ	θ
(21)一次提升时间(s)	$T = T_1 + \theta$	$T = T_1 + \theta$
(22)每小时提升次数	$n_s = \frac{3600}{T}$	$n_s = \frac{3600}{T}$

变 位 质 量 计 算 表

表 1-6-31

计 算 项 目	计 算 公 式	
	五 阶 段 提 升	六 阶 段 提 升
变位质量总和(kg)	$\Sigma M = Q + 2Q_2 + 2P_s L + 2m_2 + m_1 + m_2$	
(1)有效载重量(kg)	Q	
(2)两个箕斗质量(kg)	$2Q_2$	
(3)两根钢丝绳质量(kg)	$2LP_s = 2P_s (H_0 + L_{\lambda 1} + 30 + 3\pi D_1 + \frac{1}{4}\pi D_2)$	

续表

计 算 项 目	计 算 公 式	
	五 阶 段 提 升	六 阶 段 提 升
(4) 两天轮变位质量(kg)	$2m_1$	
(5) 提升机转动部分变位质量(kg)	m_2	
(6) 电动机转动部分变位质量(kg)	$m_3 = \frac{[GD^2]}{gD^2}$	
	[GD ²]——电动机转子的飞轮力矩, Nm ²	
	i——减速比	

提升动力学计算表 (表 1-8-32)

计算项目	计算公式	
	五阶段提升	六阶段提升
(1) t_1 阶段开始(N)	$F_0 = 9.81(KQ + \alpha_0 Q_0 + PH) + \Sigma Ma_0$	
(2) t_1 阶段终了(N)	$F'_0 = 9.81[KQ + (H - 2h_0)] + \Sigma Ma_0$	
(3) t_1 阶段开始(N)	$F_1 = 9.81[KQ + (H - 2h_0)] + \Sigma Ma_1$	
(4) t_1 阶段终了(N)	$F'_1 = 9.81[KQ + [H - 2(h_0 + h_1)]] + \Sigma Ma_1$	
(5) t_1 阶段开始(N)	$F_2 = 9.81[KQ + [H - 2(h_0 + h_1)]]$	
(6) t_1 阶段终了(N)	$F'_2 = 9.81[KQ + [H - 2(h_0 + h_1 + h_2)]]$	
(7) t_1 阶段开始(N)	$F_3 = 9.81[KQ + [H - 2(h_0 + h_1 + h_2)]] + \Sigma Ma_2$	
(8) t_1 阶段终了(N)	$F'_3 = 9.81[KQ + [H - 2(h_0 + h_1 + h_2 + h_3)]] + \Sigma Ma_2$	
(9) t_1 阶段开始(N)	$F_4 = 9.81[KQ + P_0[H - 2(h_0 + h_1 + h_2 + h_3)]] + \Sigma Ma_3$	$F'_4 = 9.81[KQ + P_0[H - 2(h_0 + h_1 + h_2 + h_3)]] + \Sigma Ma_3$
(10) t_1 阶段终了(N)	$F'_4 = 9.81[(K - \beta)Q - \alpha_0 Q_0 - P_0 H - (\Sigma M - \frac{\beta Q}{g})a_0]$	$F'_4 = 9.81[F_4 - \frac{h_1}{h_2} F_3 + (K - \beta)Q - \alpha_0 Q_0 - P_0 H]$
(11) t_2 阶段开始(N)		$F_5 = F'_4 - 9.81 \Sigma Ma_3$
(12) t_2 阶段终了(N)		$F'_5 = 9.81[(K - \beta)Q - \alpha_0 Q_0 - P_0 H - (\Sigma M - \frac{\beta Q}{g})a_0]$

注: 式中 α_0 ——空箕斗在卸载曲轨上的质量减轻系数, 对翻斗式箕斗取 0.35~0.4; β ——重箕斗在卸载曲轨上装载量的减轻系数, 翻斗式箕斗取 0.8~1.0; K ——井筒阻力系数, 箕斗取 1.15。

等效力计算

表 1-8-33

计算项目	计算公式	
	五阶段提升	六阶段提升
等效力计算(N)	$F_2 = \sqrt{\frac{\Sigma F_1^2}{T_2}}$	
	$\Sigma F_1^2 = A + B + C + D + E$	$\Sigma F_1^2 = A + B + C + D + E + X$

续表

计算项目	计 算 公 式	
	五 阶 段 提 升	六 阶 段 提 升
等效力计算(N)	$A = \frac{F_0^2 + F_0'^2}{2} t_0$	
	$B = \frac{F_1^2 + F_1'^2}{2} t_1$	
	$C = \frac{F_2^2 + F_2 F_1' + F_1'^2}{3} t_2$	
	$D = \frac{F_3^2 + F_3'^2}{2} t_3$	
等效时间计算 (s)	$E = \frac{F_4^2 + F_4'^2}{2} t_4$	$E = \frac{F_4^2 + F_4 F_3' + F_3'^2}{3} t_4$
		$X = \frac{F_5^2 + F_5'^2}{2} t_5$
	$T_1 = \frac{1}{2} (t_0 + t_1 + t_2 + t_3) + t_4 + \frac{1}{3} \theta$	$T_2 = \frac{1}{2} (t_0 + t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5) + \frac{1}{3} \theta$

注: (1) 对于具有单独通风装置的电动机。

$$T_x = T_1 + \theta$$

(2) 五阶段提升之E项及六阶段提升之X项的计算方法, 见罐笼提升计算。

电能年消耗量(kW·h)计算表

表 1-6-34

计 算 公 式	
五 阶 段 提 升	六 阶 段 提 升
$W = \frac{v n_s t_s t_r \Sigma F t}{1000 \times 3600 \eta \eta_d}$	$W = \frac{v n_s t_s t_r \Sigma F t}{1000 \times 3600 \eta \eta_d}$
式中	
$\Sigma F t = \frac{F_0 + F_0'}{2} t_0 + \frac{F_1 + F_1'}{2} t_1 + \frac{F_2 + F_2'}{2} t_2$ $+ \frac{F_3 + F_3'}{2} t_3 + \frac{F_4 + F_4'}{2} t_4$	$\Sigma F t = \frac{F_0 + F_0'}{2} t_0 + \frac{F_1 + F_1'}{2} t_1 + \frac{F_2 + F_2'}{2} t_2$ $+ \frac{F_3 + F_3'}{2} t_3 + \frac{F_4 + F_4'}{2} t_4 + \frac{F_5 + F_5'}{2} t_5$

注: 计算式中末项 F_4 及 F_4' 以及 F_5 及 F_5' 之计算方法见罐笼提升计算。

6.5 井口机械化设施

6.5.1 概 述

竖井井口机械化设施, 是联接竖井提升与井口或阶段运输的主要环节。实现井口机械化、联动化, 是提高竖井提升能力、改善工人劳动条件、减少操作人数和进行安全生产的重要手段。

6.5.1.1 井口机械的类型及其优缺点

1. 承接装置

1) 托台

一般仅适于设置在井口与井底, 在有可靠的电控联锁装置时, 方可设置于中间中段。

其优点是：停罐平稳，进出矿车时罐笼的摆动小，车场配置紧凑，对罐时间少，适于上行式或下行式推车机及各种容积的矿车；对于深度较大的矿井，当用摇台不能补偿钢丝绳的伸长时，可采用托台承接。其缺点是：易出现蹲罐事故；罐笼受力条件不好，结构要加强，因而增加罐笼质量；起动时对提升机及钢丝绳的冲击负荷大，有时因此要加大电机容量；采用双罐笼提升时，对罐困难，操作复杂，提升辅助时间长；使用钢绳罐道时，托台结构复杂，既要解决承接又要解决稳罐；目前这种承接装置在金属矿山和煤矿中都很少采用。托台规格见表1-6-35。

2) 摇台

适用于井口、中段及井底车场，是多中段提升比较理想的承接装置。在国内金属矿山和煤矿中都得到了广泛的应用。其优点是：换车时提升钢丝绳不致松弛，起动时提升机、罐笼和钢绳受冲击小；与托台相比，提升机承受的张力差小，电动机容量也相对地减少；既适用于单绳提升，也适用于多绳提升；提升机的操作简单，不易发生蹲罐事故；罐笼受力条件好；采用钢绳罐道时，只需在其上增设稳罐器即可。缺点是：停罐不稳，进出矿车时产生扰动，轨道不易对准，有产生掉道的可能；由于钢丝绳的弹性伸长，使罐笼承受冲击力；只适用于挠性推车机和小型矿车（某矿提升 2 m^3 矿车，由于冲击过大导致罐笼严重变形）；当井深较大时，井口及井下各中段的摇臂长度难于统一。摇台规格见表1-6-36。

竖井罐笼提升采用钢绳罐道时，各作业阶段需设稳罐摇台。其规格见第七章多绳提升部分。

2. 阻车器

按其用途分为单式和复式两种。单式只作停车和阻车之用。复式除停止列车外，还能分解列车，起到限数放车的作用。

按其阻车方式又可分为阻车轮式、阻车轴式、阻挡板式和阻碰头式四种。前三种的共同缺点是，矿车某些零部件承受冲击载荷，使用寿命短，而后一种阻碰头式的，则避免了上述缺点。在冶金矿山中，阻车轮式的使用较为普遍。因为它结构简单、安全可靠，而且当采用下行式推车机时，推车机小车与阻车器不致产生干涉，有利于车场配置。阻车器规格见表1-6-37。

3. 推车机

按其安装位置可分为上行式与下行式，按其结构可分为气缸式、绳索式与链式，按其动力又可分为气动、电动与液压传动三种。

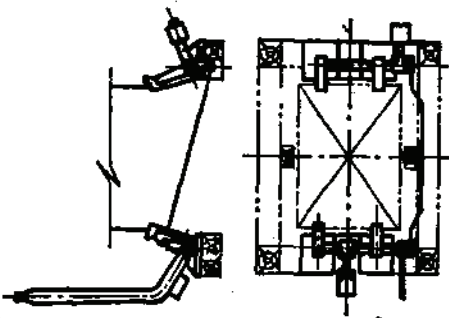
上行式推车机布置在车场上方，由于重量大、结构复杂，占据车场上部空间，影响人行和长材的装运作业；矿车车厢受推力后易产生变形，一般很少采用。冶金矿山绝大多数采用下行式推车机。

气动推车机虽然具有制造简单、易于维修的优点，但由于对矿车的冲击大，行程长的受加工条件的限制，活塞杆易污染磨损，易产生漏气，能耗大，噪声大，矿山中应用不多。其规格见表1-6-38。

绳索式推车机具有结构简单，制造容易，维修方便，运行可靠，行程和弯曲都不受限制的特点。是下行式推车机中比较理想的一种。所以在冶金矿山中得到普遍的应用。其缺点是：作业条件差，钢绳及绳轮易于磨损。其规格见表1-6-39。

表 1-6-35

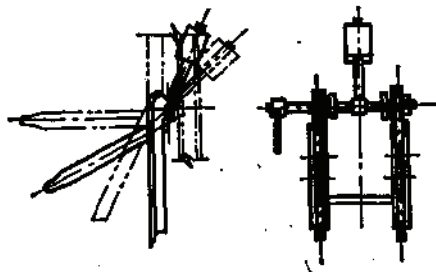
托 台 规 格



名 称	最大承载 能力 (kg)	托块间距 (mm)	罐笼底尺寸 (mm)		质 量 (kg)	操纵方式	图 号	设计日期 (年·月)	资 料 来 源	使用地点
			长	宽						
1°罐笼(旧)用罐座	2500	600	1300	930	455	手 动	OE-019612	1957.7	北京有色冶金设计研究院总院	德兴铜矿 黄沙坪矿 大庙铁矿
2°罐笼(旧)井口自动托台	4700	600	1800	1080	875	罐笼顶	01108	1960.10	北京有色冶金设计研究院总院	
3°罐笼(旧)用托台	4700	600	2000	1180	754	手 动	T-011314	1957.7	北京有色冶金设计研究院总院	
4°、4a°罐笼(旧)罐座	7000	2530 × 750 (600)	2500	1320	895 (889)	手 动	通用 CJ-239	1958	长沙有色冶金设计研究院	桃林铅锌矿 桃林铅锌矿 桃林铅锌矿
2500 × 1280 罐笼托台	7000	2530 × 640	2500	1320	1180	手动、电动传动	通用 CJ-129	1964	长沙有色冶金设计研究院	
0.6m³ 矿车罐笼托台		3180	3160	1310	927	手 动	工集 20	1956.7	鞍山黑色冶金设计研究院	
2m³ 矿车用罐笼托台	12000	800	3200	1440	2412	手 动	T-011056	1956.12	北京有色冶金设计研究院总院	桃林铅锌矿 桃林铅锌矿 桃林铅锌矿
气动罐笼托台	15000	750	3200	1500	1620	气 动	131009	1966.10	北京有色冶金设计研究院总院	
4500 × 1400 罐笼托台	10000	4530 × 750	4500	1440	787	手 动	通用 CJ-305	1957	长沙有色冶金设计研究院	
4500 × 1400 罐笼气动托台	9000	4530 × 700	4500	1440	1102	气 动	通用 CJ-133	1964	长沙有色冶金设计研究院	桃林铅锌矿 桃林铅锌矿
4500 × 1400 罐笼电动托台	9000	4530 × 700	4500	1440	1035	电动传动	通用 CJ-118	1964	长沙有色冶金设计研究院	

表 1-6-36

摇台规格



名称	型式	荷载规格 (kg/m)	轴距 (mm)	摇臂长度 (mm)	摇臂角度	操纵方式	质量 (kg)	图号	设计日期 (年·月)	资料来源	使用地点	备注
摇台	单面	15	600	1500	23°	气 动	1980	0110115	1966.7	兰州有色冶金设计研究院	小铁山矿	气缸Φ100, S=120
摇台	双面	18	600	1800(进) 1650(出)	25° 20°	气动、手动	1758	011127	1966.2	兰州有色冶金设计研究院	凡口矿	摇臂带单式阻车器
摇台	出车	24	600	1500	30°	气 动	1775	通用CJ-475	1966	长沙有色冶金设计研究院	凡口矿	摇臂带单式阻车器
摇台	进车	24	600	1500	30°	气 动	1886	通用CJ-473	1966	长沙有色冶金设计研究院	凡口矿	摇臂带单式阻车器
摇台	出车	24	800	2000	30°	气 动	2003	通用CJ-474	1966	长沙有色冶金设计研究院	凡口矿	摇臂带单式阻车器
摇台	进车	24	600	2000	30°	气 动	1864	通用CJ-472	1966	长沙有色冶金设计研究院	会泽矿	摇臂带单式阻车器
摇台	双面	24	600	1800	45°(抬起角)	电动加电磁锁	2118	K0352	1974.9	昆明有色冶金设计研究院	易门狮子山矿	兼作安全门用
摇台	双面	24	600	1800	50°	电动加电磁锁	3164	TK564	1975.12	昆明有色冶金设计研究院	贵州水城铁矿	稳摇结合
摇台	双面	24	600	1500	30°	气、电	1889	TK639	1978.4	昆明有色冶金设计研究院		

表 1-5-37

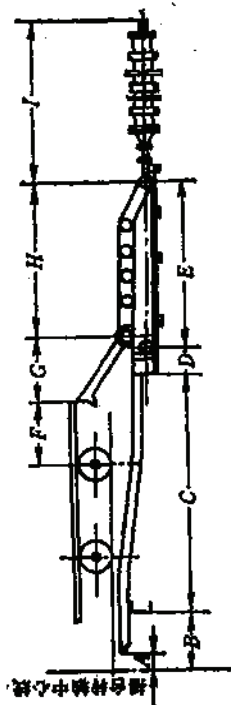
阻 车 器



名称规格	轨距 (m)	矿 车		阻车方式	同时 阻住 矿车数	坡度 (%)	速度 (m/s)	操作 方式	气 缸		电 动 机	主要外形尺寸 (mm)		图 号	设计 日期 (年·月)	使用地点	资料来源
		容 积 (m³)	载重量 (kg)						行程 (m)	直径 (mm)		功率 (kW)	转速 (r/min)				
单式阻车器 (右道控制)	600			车 轮				手动				1900	1000	通用CJ-96	1963	黄沙坪矿	长沙有色设计 研究院
单式阻车器 (左道控制)	600			车 轮				手动				1900	1000	通用CJ-95	1963	黄沙坪矿	长沙有色设计 研究院
线路复式阻 车器	600	0.7	1750	前阻缓冲器 后阻车轮	18	2		气动	600	φ125		6130	1230	通用CJ-477	1966	凡口矿、丰山 矿、铜绿山矿	长沙有色设计 研究院
单式阻车器	600	0.75	1875	车 轮			0.5~ 0.8	气动	200	φ100		1500	1596	通用CJ-269	1964	桃林矿	长沙有色设计 研究院
复式阻车器	600	0.75副 1.2副	1800 2800	车 轮	20 (1.2副)	0.9	0.25	电动、 手动				2390	1590	通用CJ-113	1964	黄沙坪矿	长沙有色设计 研究院
复式阻车器	600	1.07 固定式	2000	车 轮	18	1.25	1				JTC- 561	31		K0331	1974	会泽矿	昆明有色冶金 设计研究院
复式阻车器	600	1.6 侧	4000	车 轮	18	1.2	0.6				JTC- 562TH	48		TK581	1976	易门狮子山矿	昆明有色冶金 设计研究院
单式阻车器	600	1.2~1.6 侧	3000	车 轮	1	0.5	0.6				Y132 M-8	710		TK636	1979	云锡老厂矿	昆明有色冶金 设计研究院
单式阻车器	600	2.0 侧	3800	车 轮	0.5	0.5	0.6				Y132 M-8	710		TK625	1980	贵州水城铁 矿	昆明有色冶金 设计研究院
单式阻车器	600	2		车 轮	10		0.75	气动	200	φ100		1800	450	通用CJ-61	1962	大厂铁矿	长沙有色设计 研究院

表 1-6-33

气动推平机



矿车规格	推平数	气缸规格			推平速度 (m/s)	质量 (kg)	推平高度 (mm)	尺寸 (mm)								图号	设计日期 (年·月)	资料来源	使用地点
		直径 (mm)	行程 (mm)	工作压力 (MPa)				A	B	C	D	E	F	G	H	I			
0.5, 0.7	1	φ150	4000	0.4~0.5		359	175					4000					1970.6	北京有色冶金设计研究总院	铜绿山, 凡口, 羊山等矿
0.7	2	φ142	5600	0.5		777.5											1986	长沙有色冶金设计研究院	
0.75~1.2	1	φ190	650	0.5		744	150	70	355	1710	252	3700	46.25	467	3557	450	1959.10	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	

表 1-6-39

绳索取平机

名称	行程 (m)	推力 (N)	绞车		电动机			绳		轮		推平 方式	推出 高度 (m)	图 号	设计日期 (年·月)	资 料 来 源	使用地点
			规格型号	直径 (mm)	转速 (r/min)	功率 (kW)	名义 直径 (mm)	外径 (mm)	地脚螺钉 规格个数								
										例	绳速 (m/s)						
绳索取平机 ST-8×40-IV型	17	5000	4330 P11H-180-37-II	12.5 12.5 ~15	5.5 4.5 7	1450 1440	φ220 φ390	φ220 φ390	4×M12 8×M20	推 轴	150 262	49201004-6 通用CJ-74	1967.12 1964.11	北京有色冶金设计研究总院 长沙有色冶金设计研究院	492工程 黄沙坪矿		
绳索取平机 6.7	6.25	5400 推8吨重 列车	φ500	18.5	0.795	0.7~0.9	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500
绳索取平机 27.5	45000	45000	φ500	18.5	0.795	0.795	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500
绳索取平机 6.55	80000	80000	φ500	18.5	0.385	0.385	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500	φ500
绳索取平机 5.2	9500	9500	φ400	12.5	0.73	0.73	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400
绳索取平机 6	10000	10000	φ330	11	0.6	0.6	φ330	φ330	φ330	φ330	φ330	φ330	φ330	φ330	φ330	φ330	φ330
绳索取平机 (湖)	12	13000	φ400	15	0.63	0.63	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400
绳索取平机	12	13000	φ400	15	0.63	0.63	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400	φ400

链式推车机尽管具有绳索推车机的优点,但其结构复杂、维修量大、造价高,其规格见表1-6-40。

4. 安全门

安全门的形式较多,在一些中小型冶金矿山中,采用较多的是人字形安全门,其结构简单、牢固可靠、关闭灵活、受力条件好,能承受冲击。两扇门分别固定在两边的立柱上,没有门框横梁,上、下长材方便。安全门规格见表1-6-41。

井口或中段安全门

表 1-6-41

名 称	规 格(mm)			操纵方式	气 缸			电 动 机		
	高	宽	有效宽		行程 (mm)	直径 (mm)	图 号	型 号	功率 (kW)	转 速 (r/min)
2°罐(旧)井口安全门	800	1400	1314	罐顶起						
手动安全门	1200	1420		滑行平启式						
手动安全门	2050	1710	1700							
折叠式安全门(左向)	1000	1940	1550	气动	350	φ100	13099-1			
折叠式安全门(右向)	1000	1940	1550	气动	350	φ100	13099-1			
气动安全门	1600	4500	2100	气动	190	φ75	OB-014137			
人字形安全门	1200	2050	1750	电动				Y132M-8	3	710
人字形安全门	1200	2000		电动				Y132M-8	3	710
人字形安全门	1525	2170		电动					1.1	

名 称	质量 (kg)	图 号	设计日期 (年·月)	资 料 来 源	使用 地点	备 注
2°罐(旧)井口安全门	80	131270	1967.7	北京有色冶金设计研究总院		
手动安全门	291.8	矿备场51	1963	长沙黑色冶金矿山设计研究		
手动安全门	75	OB-013402	1957.6	北京有色冶金设计研究总院		单扇、滑轮吊门
折叠式安全门(左向)	169	13248	1964.9	北京有色冶金设计研究总院		单扇、重锤平衡
折叠式安全门(右向)	169	13249	1964.9	北京有色冶金设计研究总院		单扇、重锤平衡
气动安全门	488	OB-014135	1958.1	北京有色冶金设计研究总院		双扇、滑轮吊门
人字形安全门	282	TK628	1981.3	昆明有色冶金设计研究院		贵州、水城铁矿
人字形安全门	462	TK638	1979.10	昆明有色冶金设计研究院		云南老厂矿
人字形安全门	397	TK772	1984.5	昆明有色冶金设计研究院		贵州林少矿

5. 井口平台

井口机械,以往大多分别安装,各有各的基础,地坑开挖和混凝土浇灌的工程量都大,而且场地小,设备多,安装维修极不方便。在坑内泥水大的情况下更是如此,近年来出现了井口平台的新型设计,它是将井口机械统一装在井口进出车两侧的钢制平台上,平台用地脚螺栓固定,既简化了基础设计,也便于安装维修,平台按罐笼和矿车规格分别配套,通用性强,既适用各类形式的车场,也适用于单绳或多绳提升方式,其布置见图1-6-23。

6. 高度补偿器

高度补偿器的形式较多,常用的有以下几种:

1) 链式爬车机

链式爬车机是连续运行式的高度补偿器,运输能力较大。按其链条结构又可分为板链式与高强度圆环链式。前者结构复杂,维修量大,需要备件多;后者结构简单,强度大,重量轻,经久耐用,维修量小,不需备件储备。

2) 钢绳爬车机

钢绳爬车机是往复运行式的,每次只能爬一辆矿车,运输能力小。但结构简单、运行可靠、制造容易、维修量小,适于中小型矿井使用。

3) 气动高度补偿器

气动高度补偿器系垂直升降,以压缩空气作动力,将矿车举起一定高度,补偿线路高差。一般一次升起一辆矿车,运输能力低,应用较少。只有在运输量小,条件受到限制的地方采用。

7. 平车信号装置

它是在提升中,要求罐笼在井口或中段井口准确停罐所采用的一种信号装置。以往都靠深度指示器来完成这一作业。或在井口和中段设专职信号工,目测平车后发出停车信号。这些方法都有误差,既费时间,又增加定员使提升作业复杂化。近年来出现了平车信号装置的新型设计,首先在会泽铅锌矿竖井中试验成功。现今使用的有滑触式、伸缩式和无触点式三种。几年来的生产实践证明,前两种的共同缺点是:碰撞多、磨损大、灵敏度差、难于检查,不适用于采用钢绳罐道的竖井。后一种无触点式,其灵敏度高、信号准确,维修量小,易于检查,寿命长,效果好。

6.5.1.2 井口机械的动力

1. 压缩空气驱动

矿山一般都设有压缩电站,利用压缩空气驱动井口机械较为方便。气动井口机械结构简单、制造便宜、配置紧凑、安全可靠,所以应用较广。其缺点是:排气噪音干扰大;活塞易磨损,容易漏气;气温在 0°C 以下时,缸内容易冻结而须设保温设施;当采场停止供气后,要专门为井口机械开动压气机供气,且机械效率低、能耗大,不符合节能要求,所以不宜推广。

2. 电力驱动

电力驱动具有传动效率高,控制灵活,易于实现自动化和远距离控制与集中控制,在现代工业中得到广泛的应用。对于井口机械也是一种比较理想、经济适用的动力,应大力推广使用。可采用电动推杆、电液推进器、电磁铁和直线运动电动机等传动装置,以简化传动机构,达到配置紧凑,使用维修方便的目的。

3. 液力驱动

液力驱动具有传递功率大,并可直接转变为直线运动与回转运动,实现无级调速;布局灵活,便于与其它机构联动,以实现远距离自动控制。其主要缺点是:传递速不如机械传动准确,效率低;液压元件、油缸和油管接头漏油,因而污染车场,影响作业。在井口机械中应用液力传动的为数不多。

6.5.1.3 井口机械的联动方式

为了提高井口机械的工作效率,缩短换车时间,准确无误地实现安全换车作业,井口

机械应按预定的动作程序实现联动化。

井口机械的联动,要适应矿井提升任务多变性的要求,既能联动,又能单机开动。常用的联动方式有:

1. 机械联动

这种联动方式,设备简单,使用与维护方便,环节少,故障少,操作简便,只需控制好推车机,则其它设备即可按程序动作,不易发生误操作。适于小型竖井使用。

2. 电气联动

其特点是全部井口机械设备(包括推车机、阻车器、摇台或稳罐器、安全门等)均由电动机或其它电动装置带动,由电气元件控制,按预定程序进行动作。当解除联动状态后,亦可进行单机操作,以适应矿井提升任务多变性的要求。其缺点是电气元件容易受潮。

3. 气动联动

对于采用气动的井口机械,可按工作顺序实行集中控制进行联动。但这种联动方式尚存在一些有待进一步解决的问题:

(1) 由于压缩空气的可压缩性,工作速度不易稳定,外部载荷的变化对速度影响较大。

(2) 用电磁阀控制气路时,由于压力和流量经常变化,导致设备动作不准确,不易实现联动。

(3) 采用单机集中控制时,手柄过多,若无安全闭锁,易发生误动作。

(4) 使用电磁阀,通过电控实现程序动作。但因电气元件容易受潮,罐内阻车器动作太慢,难于实现联动。

6.5.2 井口、井底车场的确定

6.5.2.1 井口车场

井口车场是联接竖井提升和地面运输的枢纽,它担负着转运矿石、废石、设备、材料与人员上、下井的任务。

1. 确定车场型式的主要因素

(1) 车场承担的运输任务(矿石、废石、人员、材料、设备等的数量);

(2) 井口调车方式及物料的卸载场所;

(3) 井口地形条件,井口工业和民用设施的布置(材料、设备装卸地点及井口修理站位置等);

(4) 提升容器的规格、型号及其卸载或出车方向。

2. 车场型式的选择

选择车场型式涉及的因素很多,要因地制宜经综合比较后才能确定。

1) 副井车场

由于车场线路要与井口各个工业场地相衔接(如废石场、坑木加工场、井口机修站、锻钎房等),一般多采用折返式车场。当采用侧卸式矿车运输废石时,应考虑矿车在井下运输卸载小轮方位的一致性。

2) 主井车场

车场型式与井口地形、原矿仓布置以及卸矿设施、运量、运距等条件密切相关。如系

平地建厂，为适应选厂需要，必须提高矿石的卸矿高度，多采用栈桥卸矿。如山东焦家金矿。其废石也提高到同一水平卸入废石仓，然后用汽车转运。如图1-6-12图所示。

如沿山坡地形建厂，采用固定式矿车运矿，摘钩后用翻罐笼卸矿时，一般多采用折返式车场；当运量大采用机车通过式翻罐笼卸矿时，可采用环形车场。如采用侧卸式矿车运输，究竟采用折返式车场抑或环形车场，则应根据具体情况确定，二者均应考虑井下运输卸矿小轮方位的一致性。

3) 混合井车场

这类车场的布置较为复杂，除少数井筒靠近选厂，箕斗可直接向原矿仓卸载外，一般都须经过一段转运，因此，作为混合井车场，既要满足原矿转运的要求，又要兼顾废石、材料、人员的输送，因而导致站线多、车种多、列车调度频繁，车场作业复杂。在这种情况下，应设法将主辅运输线路安排合理，或者分区运输，以排除干扰、减小行车密度、便于调度管理。河北寿王坟铜矿的混合井布置，提供了一个可取的范例，它充分利用了地形，将箕斗卸矿设施设在坑内，并在坑内完成原矿转载作业，废石则由罐笼自井下提出地表，使主副提升的工业场地分开，既可充分发挥各自的提升能力，也简化了井口车场作业。参见图1-6-16。

6.5.2.2 井底车场

井底车场是联接竖井提升与阶段运输的枢纽，它除担负着矿石、废石及设备、材料、人员的转运任务外，又常是设置井下主要硐室（如水泵站、变电所、整流室、机修站等）的场所。车场按矿井提升任务的不同，可分为主、副井分设的车场和混合提升车场。按调车方式不同可分为环形、尽头、折返式车场，按其与主要运输平巷联结的方式不同，又分为垂直、平行、斜交等数种不同型式。

1. 确定车场型式的主要因素

- (1) 车场承担的运输任务（矿石、废石、人员、材料、设备等的数量）；
- (2) 矿体赋存位置、开拓方式及通风、排水系统；
- (3) 矿井地面生产系统的布置方式；
- (4) 井底车场内的井筒数目及其配置关系；
- (5) 提升容器的类型、规格及其在井筒内的配置形式；
- (6) 阶段运输调车方式，运输设备的型式、规格和机械装备水平；
- (7) 主要硐室位置、防水门和自动风门的布置要求；
- (8) 巷道围岩稳定程度。

2. 车场型式的选择

(1) 车场型式的选择，应力求作到：线路结构简单，巷道平直，弯道半径大，调车方便安全，调车时间短。

(2) 当用罐笼作主、副提升时，一般多采用环形车场。如围岩不稳固，运输量较小，能直接在靠近竖井外侧铺设绕道时，可以考虑采用折返式车场。

(3) 当采用箕斗提升矿石，用侧卸式矿车运输，运量较小时，常用折返式车场；当运量较大，为减少摘挂时间，可用环形车场。当采用底卸式矿车双机车牵引，而运量不大时，则多采用折返式车场。用固定式矿车运输并利用机车调头推、顶车组卸载时，可采用尽头式车场。实践证明，在年运输量为150万吨左右的中段，用尽头式车场，能够完成运

输任务。

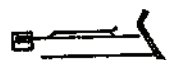
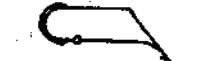
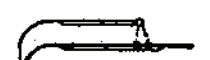
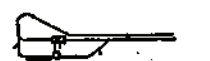
(4) 辅助提升的罐笼井专用车场, 如废石量不大, 按提升休止时间考虑能满足提升要求时, 可采用尽头式单面车场。

(5) 罐笼箕斗混合提升井的车场, 如井旁卸载线采用环形, 在开凿工程量增加不大时, 可以考虑将罐笼的出车线与上述线路连成环形运输系统。

竖井井底车场实例参见表1-6-42。

竖井井底车场型式实例表

表 1-6-42

车场型式	车场简图	提升方式	矿车型式	调车方式	优缺点	资料来源	使用地点
折返式		双罐笼	0.7t		车场结构简单, 工程量小, 进罐前线路太短, 应适当加长	北京有色金属设计研究院	
环形式		双罐笼	固定式 1.2m³	10t 电机车	布置简单, 通过能力大, 自溜坡度进罐侧0.006~0.004较小, 而出罐侧0.020~0.015太大	长沙有色金属设计研究院	黄沙坪铅锌矿
尽头式		单罐笼			布置简单, 工程量小	北京有色金属设计研究院	河北铜矿
尽头式		箕斗		电机车	结构简单, 工程量小	北京有色金属设计研究院	铜山铜矿
尽头式		罐笼箕斗	侧卸式 1.6m³	电机车		长沙有色金属设计研究院	凡口铅锌矿
折返式		罐笼箕斗	固定式 2m³	电机车	布置简单, 工程量小	北京有色金属设计研究院	河北铜矿
双环形式		罐笼箕斗	固定式 2m³	电机车	通过能力大, 工程量大	北京有色金属设计研究院	杨家杖子钼矿
双环形式		罐笼箕斗	固定式 2m³	电机车	通过能力大, 工程量大	长沙矿山设计研究院	程潮铁矿
折返式		单罐笼单箕斗	底卸式 7m³	7t 双电机车	布置简单, 通过能力大	北京有色金属设计研究院	凤凰山铜矿

6.5.2.3 车场设计的一般要求

(1) 车场要留有一定的富裕通过能力, 一般情况下应大于矿井或阶段生产能力的20~30%, 对具有发展远景的矿井或中段, 应根据具体情况适当放大, 以满足扩大生产的需要。

(2) 车场的线路, 应包括存车线、行车线和通往地面各场所或坑内各主要硐室的辅助线路。对副井提升的车场还应设材料车和设备等临时占用的线路。副井井底车场, 当采用人车向采区运送人员时, 应设置人车专用停车线, 同时在长度上还应考虑防水门和风门布置的要求。

(3) 存车线的长度: 主井提升的罐前(或卸载站前)重车存车线, 一般不小于2.0列车长; 罐后(或卸载站后)的空车存车线, 可取1.5列车长。副井提升的空、重车线, 可分别取1.0~1.5列车长。调车线长度应不小于1.0列车。材料车存车线长度: 对中、小型矿井, 一般可取容纳5~10辆材料车; 对大型矿井, 应按实际需要考虑。

空、重车存车线的长度 L 按下式计算

$$L = m \cdot n \cdot l_1 + N \cdot l_2 + l_3 \quad (1-6-36)$$

式中 m ——列车数;

n ——每列矿车数;

l_1 ——矿车长度, m;

N ——牵引电机车台数;

l_2 ——电机车长度, m;

l_3 ——制动距离, 一般取5~8m, 或计算决定。

(4) 当采用罐笼提升时, 重矿车应走直线。

(5) 车场内的调车方式, 应优先采用拉车, 尽量少用顶车, 以避免过弯道时发生矿车掉道事故, 且缩短运行时间。

(6) 采用平峒竖井联合开拓时, 平峒车场要考虑提升容器进出、吊装和检修的可能性。

(7) 井底车场内主要线路坡度见表1-6-43。

井底车场线路坡度表

表 1-6-43

	线路名称	线路区段	坡度 (%)	注
箕斗井	重车存车线	推车机至罐笼	0~2	机车顶列车进罐笼
		其余部分	3~5	
		底卸式矿车卸载站前	3~5	
		底卸式矿车卸载站	0	
罐笼井	空车存车线	存车线	2~4	包括两个阻车器之间
		空车出罐笼后10~15m	15	
		底卸式矿车卸载站后	4~6	
罐笼井	重车存车线	存车线	2~4	包括两个阻车器之间
		自溜滑行进罐前3~4m	20~30	
	空车存车线	存车线及材料线	6~8	
		空车出罐笼后10~15m	15	
罐笼井	空列车回车线		7~9	

(8) 当罐笼井的空车线是采用自溜滑行时, 线路的坡度既要使空车出马头门时获得的动能足以克服线路的阻力, 直接滑行到存车线, 又要保证矿车滑行到存车线终点时的速度趋近于零。到达阻车器时的速度在0.75~1.00m/s范围内。

(9) 设计井底车场纵断面坡度时, 须注意排水沟水的流向及低洼处排除积水的可能性。

6.5.2.4 车场通过能力

1. 井口车场通过能力

1) 要求井口车场具备的班通过能力 $A'_i(t)$

$$A'_i = C(A_K + A_F) \quad (1-6-37)$$

式中 C ——不均系数 1.2~1.25; A_K ——每班通过车场的矿石, t ; A_F ——每班通过车场的废石, t 。2) 车场可能达到的通过能力 $A_B(t)$

$$A_B = \frac{3600TQ}{KCi} \quad (1-6-38)$$

式中 T ——车场每班运矿工作小时数; Q ——矿车或列车有效装载量, t ; K ——车场贮备系数, 取 1.2~1.3; i ——重车或列车出罐笼卸载后, 返回车场进车线一次循环总时间(矿石与废石分别计算), s 。

为了保证车场有足够的通过能力, 应满足下列要求:

$$A_B > A'_i \quad (1-6-39)$$

当 $A_B < A'_i$ 时, 应采取以下措施:(1) 缩短一次循环总时间 i ;

(2) 在车场空车线上贮备一定数量的空矿车;

(3) 加大矿车有效装载量。

2. 井底车场通过能力

在计算车场通过能力之前, 应根据车场线路平面布置图编制机车在车场内的运行图表, 以确定列车平均间隔时间, 然后计算车场通过能力。调车运行速度及时间参见表 1-6-44。

机车在调车点的调车运行速度及时间

表 1-6-44

作 业 名 称	速度或时间	作 业 名 称	速度或时间
运距小于 50m 机车拉、推列车运行速度	1.0m/s	侧卸式矿车卸载时运行速度:	
运距在 50~100m 机车拉、推列车运行速度	1.5m/s	车箱容积大于 1.7m ³	0.25m/s
运距大于 150m 机车拉列车运行速度	2~2.2m/s	车箱容积小于 1.7m ³	0.3~0.5m/s
运距大于 150m 机车推列车运行速度	1.7~2.0m/s	底卸式矿车卸载时运行速度	0.3~1.0m/s
运距小于 100m 机车头自行速度	2.0m/s	机车向车组上挂钩时间	15~25s
运距大于 100m 机车头自行速度	2.5m/s	机车从车组上摘钩时间	15s
在临时线路上机车拉、推列车运行速度	1.0m/s	机车调换方向的时间	20s
在临时线路上机车头自行速度	1.5m/s	通过一个待接手动道岔时间	30s
通过道岔行车速度	1.0m/s	通过一个待接自动道岔时间	5s

1) 要求车场具备的通过能力 A'_i

$$A'_i = C(A_K + A_F) \quad (1-6-40)$$

2) 车场可能达到的通过能力

$$A_B = \frac{3600TQ_B}{KCi_P} \quad (1-6-41)$$

式中 Q_L ——列车平均载重量, t ;

t_P ——各次列车进入车场的平均间隔时间, s 。

3) 各次列车进入车场的平均间隔时间

$$t_P = \frac{t_{1-2} + t_{2-3} + \dots + t_{n-1}}{n} \quad (1-6-42)$$

式中 t_P ——列车进入车场的平均间隔时间, s ;

t_{1-2} ——1号和2号列车进入车场间隔时间, s ;

t_{2-3} ——2号和3号列车进入车场间隔时间, s ;

其余类推

n ——每班进入车场的列车数, 列。

为了保证车场有足够的容量, 应满足

$$A_B > A_i$$

6.5.2.5 自溜滑行车场纵断面计算

1. 自溜滑行的应用

罐笼井的井口、中段井口或井底车场和翻笼车场之间, 可考虑采用自溜滑行道。矿车由于自溜滑行所损失的高度, 可采用高度补偿器或采用电机车牵引列车爬坡来补偿。

2. 设计要点及计算参数

(1) 首先布置线路系统图, 将车场的线路分段, 如直线段、曲线段、道岔、摇台、罐笼和翻笼等, 同时在各段的连接点注明符号。

(2) 力求重车运距短, 车辆停歇时间少。

(3) 应使矿车滑行后, 迅速达到正常速度, 然后保持等速运行, 即轨道坡度等于矿车运行阻力系数 ω (N/kN)。

(4) 起动段轨道坡度 $i = (2.5 \sim 3)\omega$ 。

(5) 等速运行段 $i = \omega$; 加速运行段 $i > \omega$; 减速运行段 $i < \omega$ 。

(6) 轨道纵断面的变坡点, 应设置竖曲线, 竖曲线半径一般取15m左右。

(7) 附加阻力按如下情况考虑:

车辆过道岔的阻力系数 ω_a 为

$$\omega_a = \frac{\pi \alpha \omega'_a R}{180(a+b)} \quad (1-6-43)$$

$$\omega'_a = 0.5\omega + 1.5 \frac{0.035}{\sqrt{R}}$$

式中 α ——道岔辙尖角 (单向道岔) 或辙尖角之半 (对称道岔), 度;

R ——道岔曲线半径, m ;

$a+b$ ——道岔长度, m 。

车辆过弹簧道岔时, 除 ω_a 外, 还要加上一个挤压辙轨的附加阻力系数 ω_s ,

$$\omega_s = \frac{E}{9.81(Q_B + Q)(a+b)} \quad (1-6-44)$$

式中 E ——车辆挤压道岔尖轨时所需的功, $196\text{N}\cdot\text{m}$;

Q_k ——矿车质量, kg ;

Q ——矿车有效装载量, kg 。

3. 计算公式

1) 初速度

$$v_0 = \sqrt{v^2 - 2gL(i - \omega_s)} \quad (1-6-45)$$

式中 v ——末速度, m/s ;

v_0 ——初速度, m/s ;

g ——重力加速度 9.8m/s^2 ;

L ——矿车运行距离, m ;

i ——坡度;

ω_s ——矿车运行总阻力系数。

当 $v = 0$ 时, 矿车作减速运行

$$v_0 = \sqrt{2gL(\omega_s - i)} \quad (1-6-46)$$

2) 末速度

$$v = \sqrt{v_0^2 + 2gL(i - \omega_s)} \quad (1-6-47)$$

当 $v_0 = 0$ 时

$$v = \sqrt{2gL(i - \omega_s)} \quad (1-6-48)$$

3) 矿车通过辙道接口的瞬时速度

即矿车通过基本轨与活动轨接口以及通过罐笼(翻罐)与轨道接口处的瞬时速度。

$$v_k = \sqrt{v_0^2 - 2\frac{E}{m}} \quad (1-6-49)$$

式中 v_k ——矿车通过接口后的瞬时速度, m/s ;

v_0 ——矿车通过接口前的瞬时速度, m/s ;

E ——矿车通过接口损耗的功, $196\text{N}\cdot\text{m}$;

m ——矿车质量, kg 。

4) 重车碰击罐内空车后的瞬时速度

$$v_{pk} = v_{pq} \frac{1 - \mu k}{1 + \mu} \quad (1-6-50)$$

$$\mu = \frac{Q_k}{Q_k + Q}$$

式中 μ ——质量系数;

k ——碰击系数, $k = 0.5$;

v_{pq} ——重车碰击前的速度, m/s ;

v_{pk} ——重车碰击罐内空车后的速度, m/s 。

5) 罐内空车受碰击后获得的初速度 v'_0 (m/s)

$$v'_0 = v_{pk} + k v_{pq} \quad (1-6-51)$$

6) 线路坡度 i (%)

$$i = \frac{v^2 - v_0^2}{2gL} + \omega_s \quad (1-6-52)$$

7) 滑行距离 L (m)

$$L = \frac{v^2 - v_0^2}{2g(i - \omega_s)} \quad (1-6-53)$$

8) 线路起点与终点的高度差 h (m)

$$h = i \cdot L \quad (1-6-54)$$

6.5.3 井口机械配置原则

6.5.3.1 一般原则

(1) 井口机械的配置, 必须根据车场的型式及其所担负的运输任务, 选配各种井口机械。在配置上要针对车场的生产特点, 力求紧凑合理, 确保安全生产, 便于维护检修。

(2) 各井口机械及其运动部件之间, 必须留有一定的间隔距离, 避免在运动中发生相互干扰或碰撞现象。

(3) 无论地面或阶段车场, 在井口必须设置安全门。门的下部边缘距轨面的高度不应大于250mm。

(4) 为了防止发生矿车坠井事故, 地面和中段车场在靠近承接装置处, 均应设置单式阻车器。

(5) 停靠在单式阻车器内等待进入罐笼的矿车, 其前端距摇台摇起时的最高位置, 要保持不小于100mm的间距。

(6) 在等待进罐笼的矿车组停车线上, 应设置复式阻车器, 以分解车组, 并放行矿车。

(7) 在单式阻车器内等待上罐的矿车与停在复式阻车器后阻爪内的矿车, 两车的碰头间距应保持不小于0.5m。并按此确定单、复式阻车器的间距。

(8) 罐前单式阻车器阻爪到罐笼边缘的距离不宜过长, 可根据安全门、矿车及推车机的有关尺寸配置确定。

(9) 为了保证矿车出罐笼后的自溜滑行, 出车侧摇台的安装高度只能低于或等于进车侧摇台的高度。

(10) 井口机械的动作程序:

提升矿物时, 井口机械按下列程序动作:

发出平车信号→罐笼停稳→摇台下放→安全门开→单式阻车器开→推车机推车上罐→单式阻车器闭合→推车机后退→安全门关闭→摇台抬起→复式阻车器放行矿车至单式阻车器前等待上罐。

提升人员、材料、设备时, 井口机械按下列程序动作:

发出平车信号→罐笼停稳→摇台下放→安全门开→人、材、设备出罐→人、材、设备上罐→安全门关闭→摇台抬起。

6.5.3.2 不同类型车场的配置

(1) 凡提升矿石或废石的罐笼井, 运量大时, 应配置承接装置, 安全门, 单式、复

式阻车器,推车机,平车信号等全套井口机械,实行机械化、联动化换车。在控制上应采取自控联动与单动手控相结合的方式,以适用不同作业的需要。运量小时,可依情况酌定,但必须设置承接装置、安全门、阻车器以确保安全。

(2) 仅担负材料、设备及人员运输任务的副井,只需配置承接装置、安全门、单式阻车器、平车信号等井口机械。采取单控手动即可。

(3) 停车线为自溜滑行的车场,由于矿车在接触井口阻车器前自溜滑行,故可选配行程短的上罐推车机,而对于非自溜滑行的线路,矿车在停车线上靠推车机的推动前进时,应选择行程长的推车机,或采用调车推车机与上罐推车机相配合。采用自溜滑行的车场,井口机械之间必须实现安全闭锁。

6.5.4 井口机械设备的选型与计算

6.5.4.1 摇台

摇台的选型主要是根据它的工作高度和工作角,以确定摇臂的长度。

1. 工作高度

1) 井口摇台

井口摇台的工作高度,由提升钢丝绳的弹性伸长和停罐位置误差组成,即

$$H_y = h + \Delta l \quad (1-6-55)$$

$$\Delta l = \frac{9.8 P L_0}{n E_s F} \quad (1-6-56)$$

$$E_s = 8.428 \times 10^4 \left(\frac{P}{P_s} \right)^2 \quad (1-6-57)$$

式中 H_y ——工作高度, cm;

h ——停罐位置误差,一般取5cm;

Δl ——提升钢丝绳的弹性伸长, cm;

E_s ——钢丝绳的弹性模数, MPa;

P ——装罐时的质量差, kg;

L_0 ——提升钢丝绳变形区段长度, cm;

n ——提升钢丝绳的根数;

F ——钢丝绳中全部钢丝断面的总和, cm²;

P_s ——钢丝绳每米质量, kg/m。

2) 阶段(井底)摇台

阶段(井底)摇台的工作高度,由停罐位置误差、提升钢丝绳的弹性伸长和钢丝绳的残余变形三部分组成,即

$$H_y = h + \Delta l + l \quad (1-6-58)$$

式中 l ——钢丝绳在调绳周期内变形区段的残余变形,一般可取150~300mm。

对于单罐笼带平衡锤提升和多中段作业的单绳双罐笼提升系统,由于可以随时通过对罐来调节钢绳长度,残余变形可以不计。

提升钢丝绳的伸长量与提升容器质量、装载量、井深的关系实例,见表1-6-45。

2. 工作角

提升钢丝绳伸长量与提升容器自重、载重、井深关系实例

表 1-6-45

矿 名	井 深 (m)	罐笼质量 (t)	矿车质量 (t)	矿 车 装 载 量 (t)	一次装 载 量 (t)	钢丝绳直径 (mm)	罐笼质量/ 一次装载量	钢丝绳伸长量 (mm)
龙 凤	370	17.17	1.13	1.5	6	φ71	2.86	100~150
五 龙	388	5.7	1.5	5.3	5.3	φ43.5	1.07	300~400
兴 龙	440	5.7	1.5	5.3	5.3	φ43.5	1.07	300~400
××××	265	3.17	0.6	1.3	2.6	φ43.5	3.12	200
弓 长 岭	200	8.3	0.5	1.2	2.4	φ50	3.46	150~200
凡 口	280	7.47	0.55×2	1.1×2	2.2	φ22.5×4	3.4	100①
黄 沙 坪	钢丝绳长90	3.4	0.765	3.0	3.0	φ34	1.13	80
梅 山	钢丝绳长290	箕斗重22			26	φ32×6	0.85	300

① 当只提2辆空车时,伸长为40mm。

摇台的工作角 β ,是指摇台在工作过程中摇臂轨面与水平面间的最大工作倾角。矿车运行所允许的最大倾角,应保证它在运行中的稳定性,不得发生掉道。所以摇台的工作角,应小于进出罐笼时允许的最大倾角。一般情况下,最大倾角应控制在下列范围。

进车摇台: $-8^\circ < \beta < 9^\circ$

出车摇台: $\beta < 11^\circ 20'$

矿车过摇台允许的最大倾角,应根据矿车的规格型式和主要外形尺寸,按矿车在进出罐笼运行过程中的四个极限位置(见图1-6-20)进行计算求得。

在第一、二和第三、四极限位置中,两个矿车的相互关系是相似的,所以只须计算第一和第三两个极限位置即可。设两个矿车碰头间的最小接触高度为15mm,按下列方法即求得允许的最大倾角 β 。

1) 矿车在第一极限位置时

按图1-6-21所示,工作角计算如下:

$$\sin \angle EAC = \frac{a + 15}{\sqrt{(a + b)^2 + \left(\frac{L - S}{2}\right)^2}}$$

$$\tan \angle OAC = \frac{a + b}{\frac{L - S}{2}}$$

$$\beta_1 = \angle OAC - \angle EAC$$

2) 矿车在第三极限位置

根据图1-6-22计算如下:

$$\tan \angle OAC = \frac{a}{\frac{L - S}{2}}$$

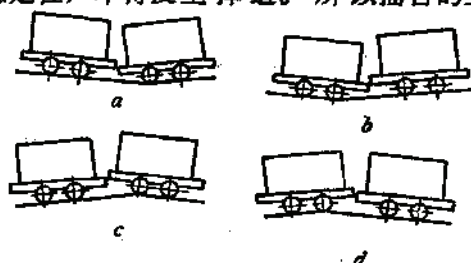


图 1-6-20 矿车进出罐笼运行四个极限位置

a—第一极限位置; b—第二极限位置; c—第三极限位置; d—第四极限位置

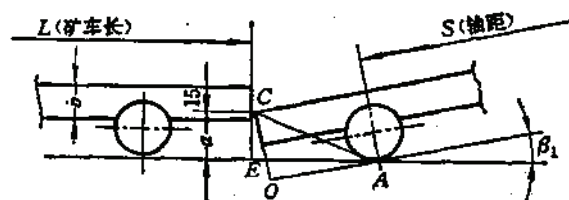


图 1-6-21 矿车进出罐笼运行第一极限位置

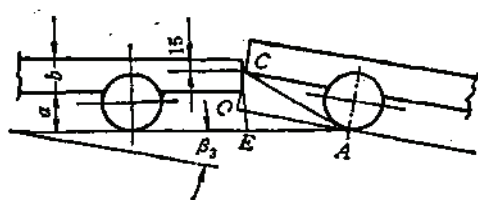


图 1-6-22 矿车进出罐笼运行第三极限位置

$$\sin \angle EAC = \frac{(a+b)-15}{\sqrt{a^2 + \left(\frac{L-S}{2}\right)^2}}$$

$$\beta_3 = \angle EAC - \angle OAC$$

3) 摇臂的最小长度 L (cm)

$$L = \frac{H}{\sin \beta}$$

6.5.4.2 阻车器

阻车器选型的依据:

(1) 按用途选择单式或复式阻车器。在选择复式阻车器时, 还应按每次分解的矿车数, 选择相应的阻爪距。

(2) 按矿车的型式、规格、轨距和所阻的矿车数, 选择合适类型的阻车器。

(3) 按操纵方式选择机械联动、手动、气动或电动的动力类型。并按阻车方式选择阻爪形式。

(4) 根据车场内矿车运行特点, 计算阻块所承受的冲击力。该力应小于所选阻车器阻块能够承受的最大冲击力。

阻块承受的冲击力, 按下式计算

$$P = (Q_k + Q)v^2 \frac{\rho_r}{nf} \quad (1-6-59)$$

式中 P ——阻块承受的冲击力, N;

Q_k ——矿车质量, kg;

Q ——矿车装载量, kg;

v ——矿车运行速度, m/s;

ρ_r ——弹簧承受能量的折合系数 0.7~0.9;

n ——阻块个数;

f ——弹簧压缩变形 0.08~0.12m。

6.5.4.3 推车机

1. 推车机的选型

推车机按其用途和工作参数（推力、行程、速度）选型。

1) 设在罐笼前的上罐推车机

这类推车机的工作特征是每次只推1~2辆矿车上罐，并将罐笼内的矿车推出。其工作推力小，行程短。但为了缩短换车时间，推车速度要求较快，一般取0.7~1.0m/s。

2) 设在翻车机前的列车推车机

这类推车机的工作特征是推动整个列车前进，每次推1~2辆矿车进翻车机。其工作推力大，行程长，推车速度较慢，一般取0.4~0.5m/s。

设在车场内推动列车的调车推车机也属于这种类型。

2. 推车机的推力计算

1) 设在罐笼前的上罐推车机

其最大工作推力，可按罐外矿车推罐内矿车时的工作推力计算。

(1) 重矿车进罐笼推空矿车出罐笼（井下车场）

$$P = n \left[(2Q_k + Q) \left(\frac{a}{g} + \omega_0 \right) + Q_k + Q \right] i g \quad (1-6-60)$$

式中 P ——最大工作推力，N；

n ——推动上罐的矿车数 $n = 1 \sim 2$ 辆；

Q_k ——矿车质量，kg；

Q ——矿车装载量，kg；

ω ——矿车运行阻力系数，N/kN；

a ——推车加速度0.2~0.25m/s²；

g ——重力加速度9.81m/s²；

i ——摇台最大上坡度。

(2) 空矿车进罐笼推重矿车出罐笼（井口车场）

$$P = n \left[(2Q_k + Q) \left(\frac{a}{g} + \omega_0 \right) + Q_k i \right] g \quad (1-6-61)$$

2) 设在翻车机前的列车推车机

其最大工作推力按列车起动力计算，并取1.5列重车和0.5列空车之和计算推力。这是因为生产任务繁忙时，往往原来的列车仅卸载一半，又来一列重车。翻车机前重车线按水平铺设。其后方的空车线按下坡铺设。

$$P = n' \left[(2Q_k + 1.5Q) \left(\frac{a}{g} + \omega_0 \right) - 0.5Q_k i \right] g \quad (1-6-62)$$

式中 ω_0 ——矿车起动力系数， $\omega_0 = 1.5\omega$ ；

n' ——每列车的矿车数。

3) 车场内调车推车机

按列车起动力计算其最大工作推力

$$P = n'' (Q_k + Q) \left[\left(\frac{a}{g} + \omega_0 \right) \pm i \right] g \quad (1-6-63)$$

式中 n'' ——推动的最大矿车数；

i ——上坡取+, 下坡取-。

3. 推车机工作行程时间计算

1) 设在翻车机前的列车推车机

这种推车机每推动一次的行程等于翻车机内矿车的长度。其工作行程时间 t , 按三阶段运行计算, 即:

$$t = t_1 + t_2 + t_3 \quad (1-6-64)$$

$$t_1 = \frac{v}{a_1} \quad (1-6-65)$$

$$t_3 = \frac{v}{a_2} \quad (1-6-66)$$

$$t_2 = \frac{L_k - 0.5v(t_1 + t_3)}{v} \quad (1-6-67)$$

式中 t ——工作行程时间, s;

t_1 ——起动运行时间, s;

t_2 ——等速运行时间, s;

t_3 ——减速运行时间, s;

v ——推车机速度, m/s;

a_1 ——加速度 $0.2 \sim 0.25 \text{ m/s}^2$;

a_2 ——减速度 $0.3 \sim 0.4 \text{ m/s}^2$;

L_k ——每次推进的矿车长度, m。

设在车场内的调车推车机, 亦按三阶段运行计算。

2) 设在罐笼前的上罐推车机

这种推车机的工作行程时间, 可分为四个阶段, 即:

$$t = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 \quad (1-6-68)$$

式中 t ——推车机的工作行程时间, s;

t_1 ——重车起动加速运行时间, s;

t_2 ——碰到罐内空车前重车的等速运行时间, s;

t_3 ——重车碰到罐内空车时的混合加速运行时间, s;

t_4 ——空重车等速运行时间, s。

矿车减速通过最后一段路程, 因受罐内阻车器的阻挡, 所耗时间极短, 故略去不计。

(1) 第一阶段

$$\text{运行阻力 } w_1 = n(Q_k + Q)g\omega_1 \quad (1-6-69)$$

$$\text{加速度 } a_1 = \frac{P - w_1}{n(Q_k + Q)} \quad (1-6-70)$$

$$\text{加速运行时间 } t_1 = \frac{v}{a_1} \quad (1-6-71)$$

$$\text{加速运行距离 } s_1 = \frac{1}{2} v t_1 \quad (1-6-72)$$

式中 P ——推车机推力, N ;
 w_1 ——运行阻力, N ;
 t_1 ——加速运行时间, s ;
 s_1 ——加速运行距离, m ;

其余同前。

(2) 第二阶段

等速运行距离 $s_2 = L - s_1$ (1-6-73)

等速运行时间 $t_2 = \frac{s_2}{v}$ (1-6-74)

式中 L ——罐笼内和井口阻车器前矿车间的距离, m ;

s_1 ——等速运行距离, m ;

t ——等速运行时间, s 。

(3) 第三阶段

重矿车与罐内空矿车相撞后的速度 v_s ,

$$v_s = v \sqrt{\frac{k(Q_h + Q)}{2Q_h + Q}} \quad (1-6-75)$$

矿车运行阻力 w_s ,

$$w_s = n[(2Q_h + Q)\omega_s + (Q_h + Q)i]g \quad (1-6-76)$$

减速度

$$a_s = \frac{w_s - P}{n(2Q_h + Q)} \quad (1-6-77)$$

减速度运行时间

$$t_s = \frac{v - v_s}{a_s} \quad (1-6-78)$$

减速运行距离

$$s_s = \frac{v + v_s}{2} t_s \quad (1-6-79)$$

式中 k ——恢复系数 $0.2 \sim 0.4$;

其余单位同前。

(4) 第四阶段

运行距离 $s_4 = L_1 - s_s$ (1-6-80)

运行时间 $t_4 = \frac{2s_4}{v_s}$ (1-6-81)

式中 L_1 ——所推矿车的长度, m ;

其余单位同前。

推车机的回程运行时间可按三阶段计算。

6.5.4.4 爬车机

爬车机常用的有链式连续爬车机和往复式钢丝绳爬车机。前者爬车能力比后者大。选型

主要根据补偿高度, 爬车能力, 矿车规格及其质量与装载量而定。

爬车机的安装倾角, 应按矿车运行的纵向稳定条件确定。一般可取 $10^{\circ} \sim 15^{\circ}$ 。

1. 链式连续爬车机的爬车能力计算

小时爬车能力

$$n = 3600 \frac{mv}{kL} \quad (1-6-82)$$

式中 n ——爬车机的爬车能力, 车/h,

m ——爬车机允许的同时最大爬车数 (两矿车的间距不小于1.5倍矿车长度);

v ——爬车机链条运行速度 $0.3 \sim 0.4 \text{ m/s}$;

L ——链条重段长度, m;

k ——不均系数1.5。

2. 往复式钢绳爬车机爬车能力计算

这种爬车机为双钩爬车, 一上一下往复运行, 每次爬一辆矿车。

$$n = \frac{3600}{kT} \quad (1-6-83)$$

式中 T ——一次爬车时间, s。

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 \quad (1-6-84)$$

$$\text{加速时间 } t_1 = \frac{v}{a_1}$$

$$\text{加速运行距离 } s_1 = \frac{1}{2} v t_1$$

$$\text{减速时间 } t_3 = \frac{v}{a_3}$$

$$\text{减速运行距离 } s_3 = \frac{1}{2} v t_3$$

$$\text{等速运行距离 } s_2 = L - (s_1 + s_3)$$

$$\text{等速时间 } t_2 = \frac{s_2}{v}$$

$$\text{休止时间 } t_4 = 2 \sim 3$$

式中 v ——爬车机运行速度, $0.5 \sim 0.7 \text{ m/s}$;

a_1 ——加速度, $0.2 \sim 0.25 \text{ m/s}^2$;

a_3 ——减速度, $0.3 \sim 0.4 \text{ m/s}^2$;

L ——爬车机倾斜长度, m。

其余单位同前。

6.5.5 井口机械配置图

(1) 图1-6-23为YDS₄-2型阶段平台;

(2) 图1-6-24为云锡老厂竖井井口机械配置图;

(3) 图1-6-25为张家洼铁矿小官庄副井~300m井口机械配置图;

(4) 图1-6-26为会泽铅锌矿井口机械配置图;

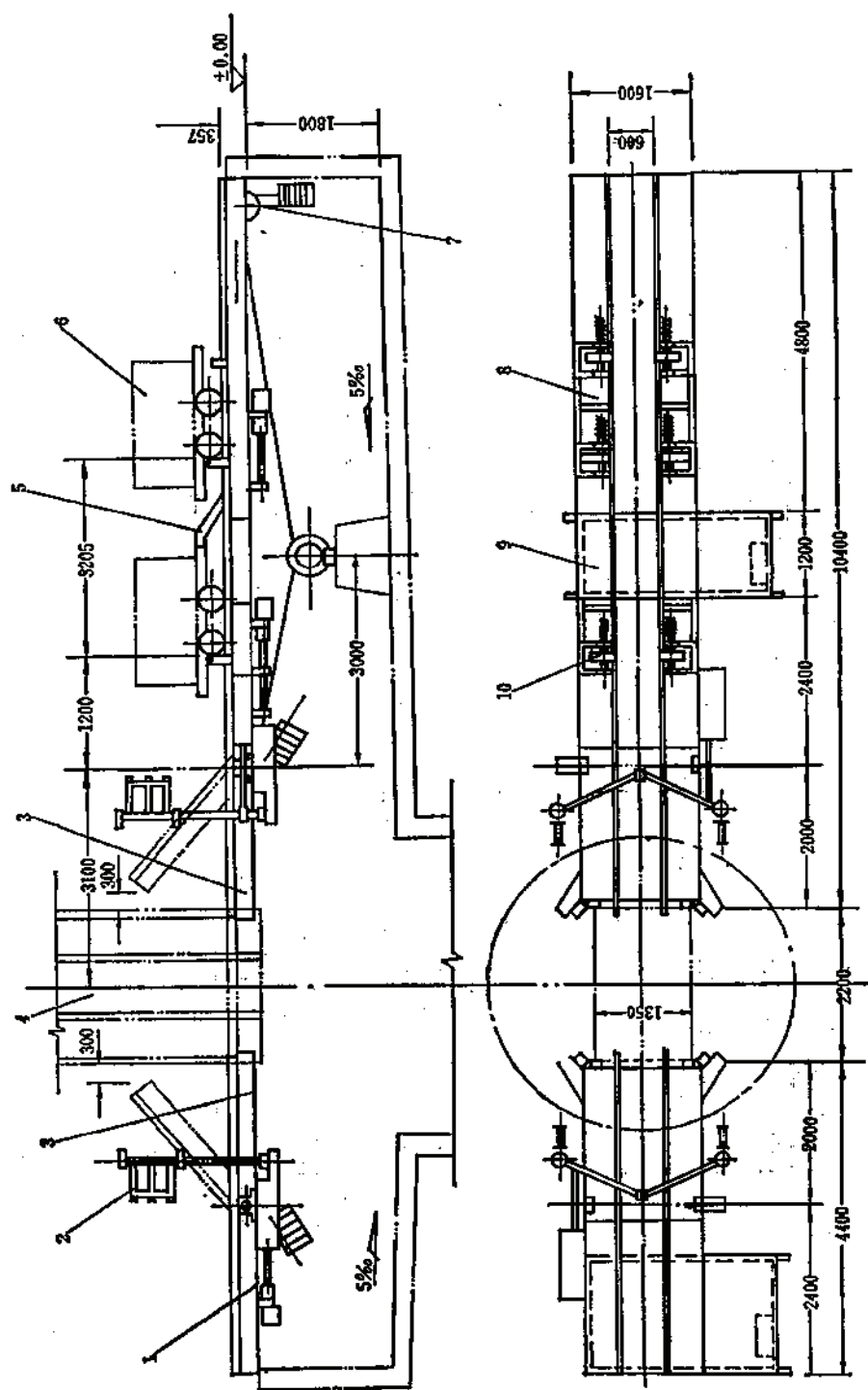


图 1-6-23 YDS, -2型阶段平台

1—出车平台, 2—安全门, 3—2m 罐笼, 4—3°罐笼, 5—钢丝绳托车机, 6—1.2m³矿车, 7—尾部落置, 8—复式阻车器, 9—平台调车段, 10—单式阻车器

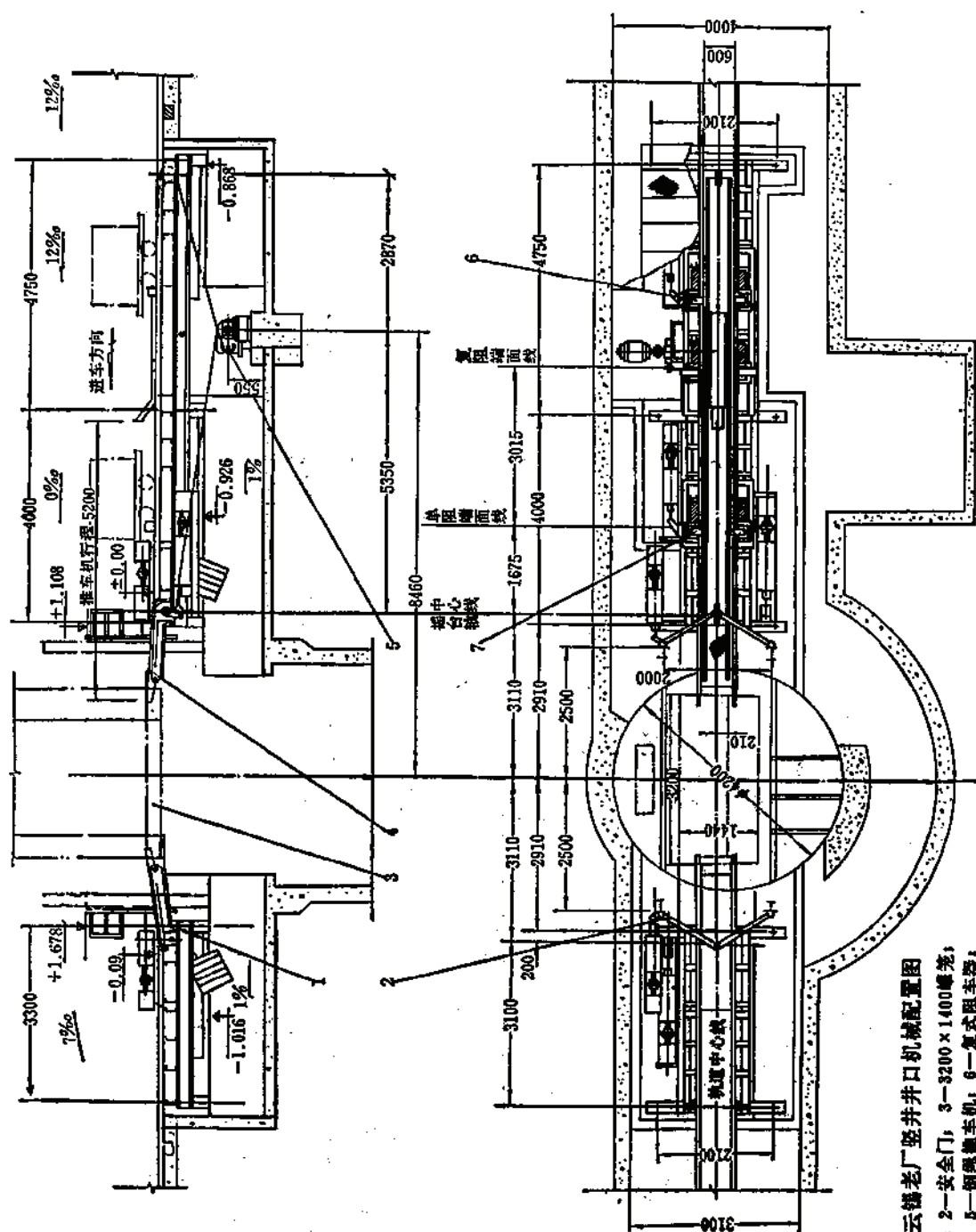


图 1-6-24 云鹏老厂竖井井口机械配置图
 1—出车侧平台；2—安全门；3— 3200×1400 罐笼；
 4—进车侧平台；5—钢丝绳牵引车机；6—复式阻车器；
 7—单式阻车器

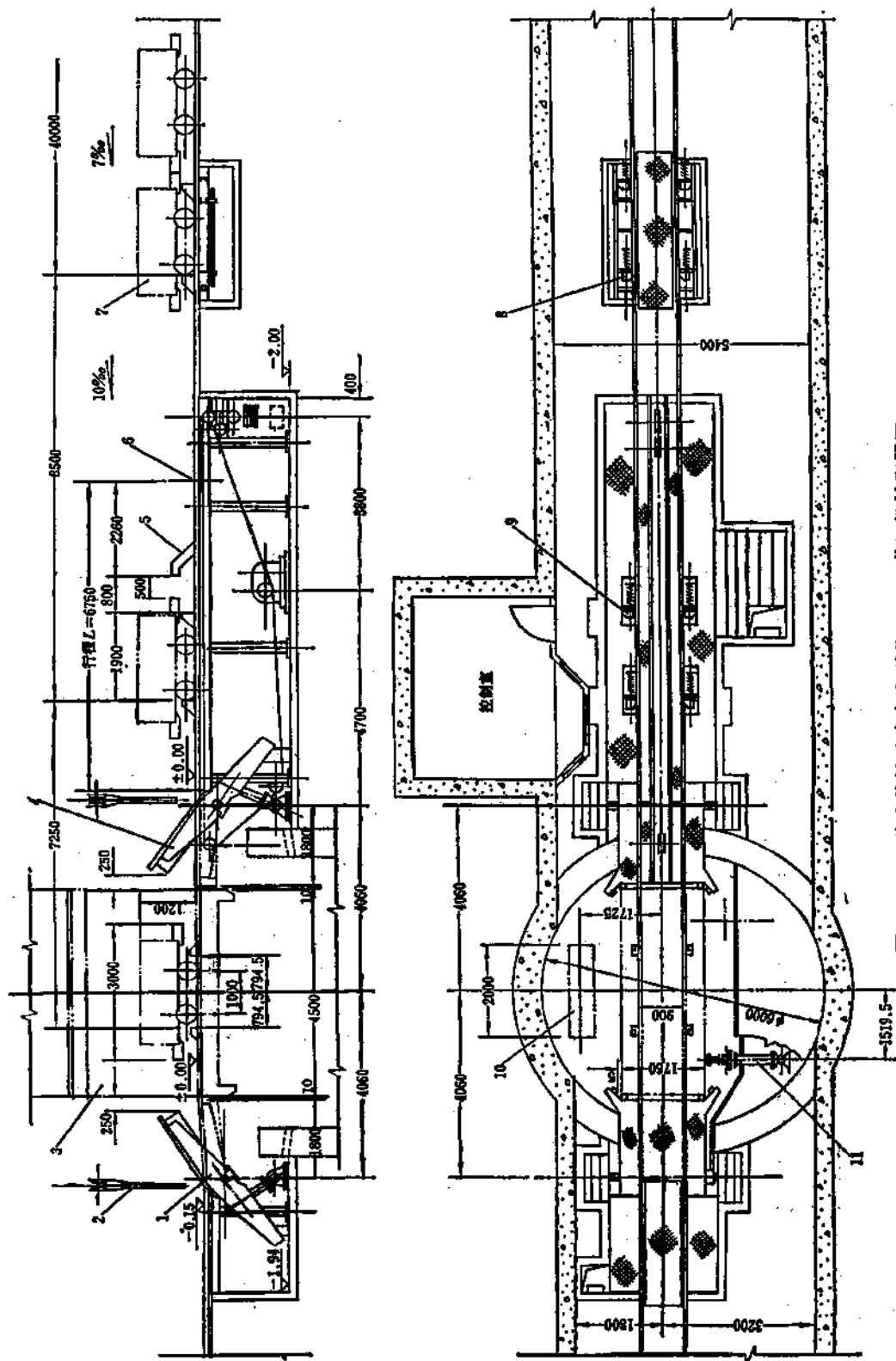


图 1-6-25 张家洼铁矿小官庄副井—300m井口机械配置图

1—出车侧摇器；2—安全门；3—2m³双层单车罐笼；4—进车侧摇器；5—钢丝绳罐笼；6—限位开关；7—2m³矿车；8—复式分车阻车器；9—复式进罐阻车器；10—平衡锤；11—推开机构

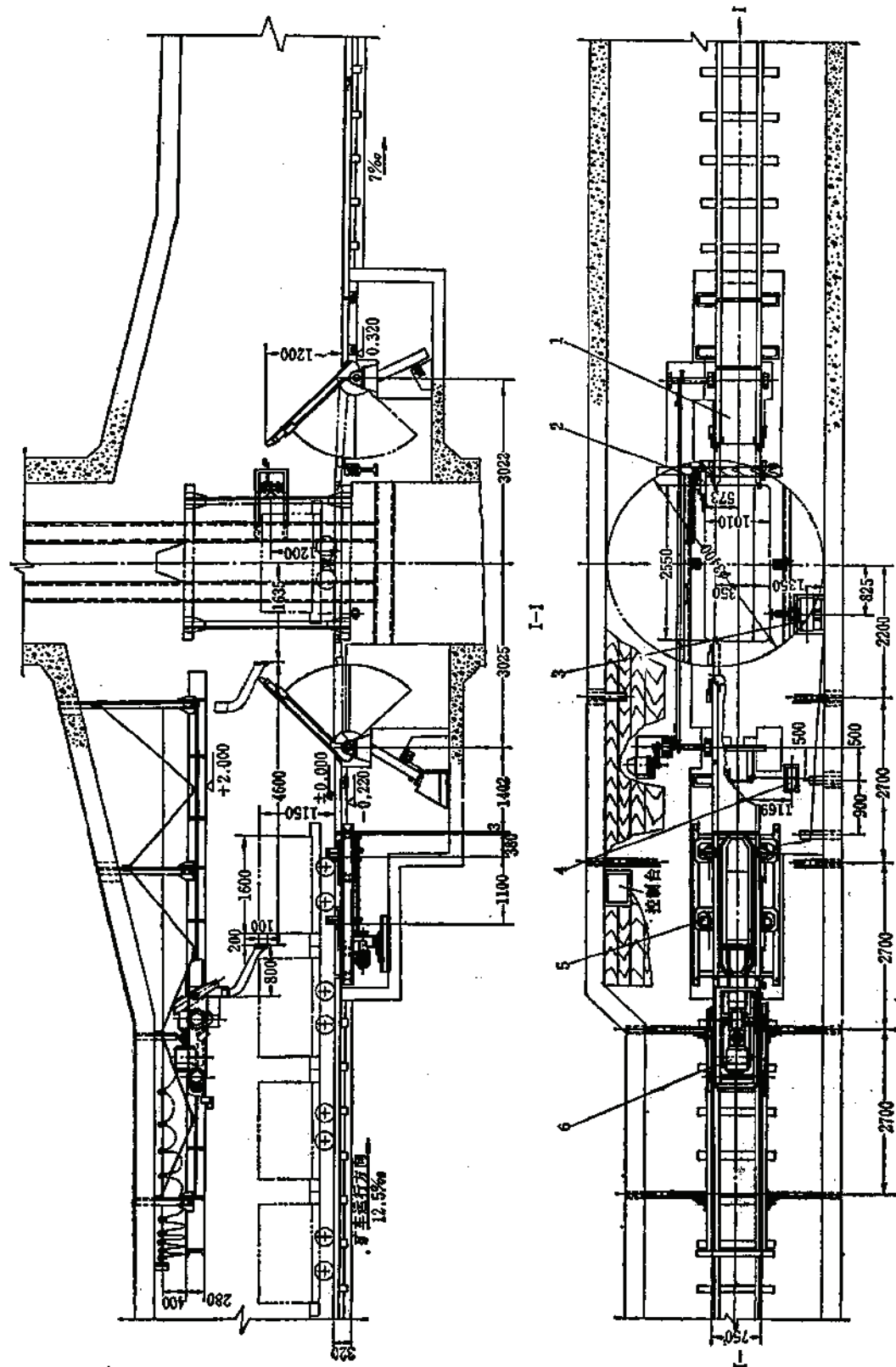


图 1-6-26 会泽铅锌矿井口机械配置图

1—电动摇台, 2—机械平车装置, 3—电磁开闭器, 4—电磁刹, 5—电动复式阻车器, 6—电动推车机

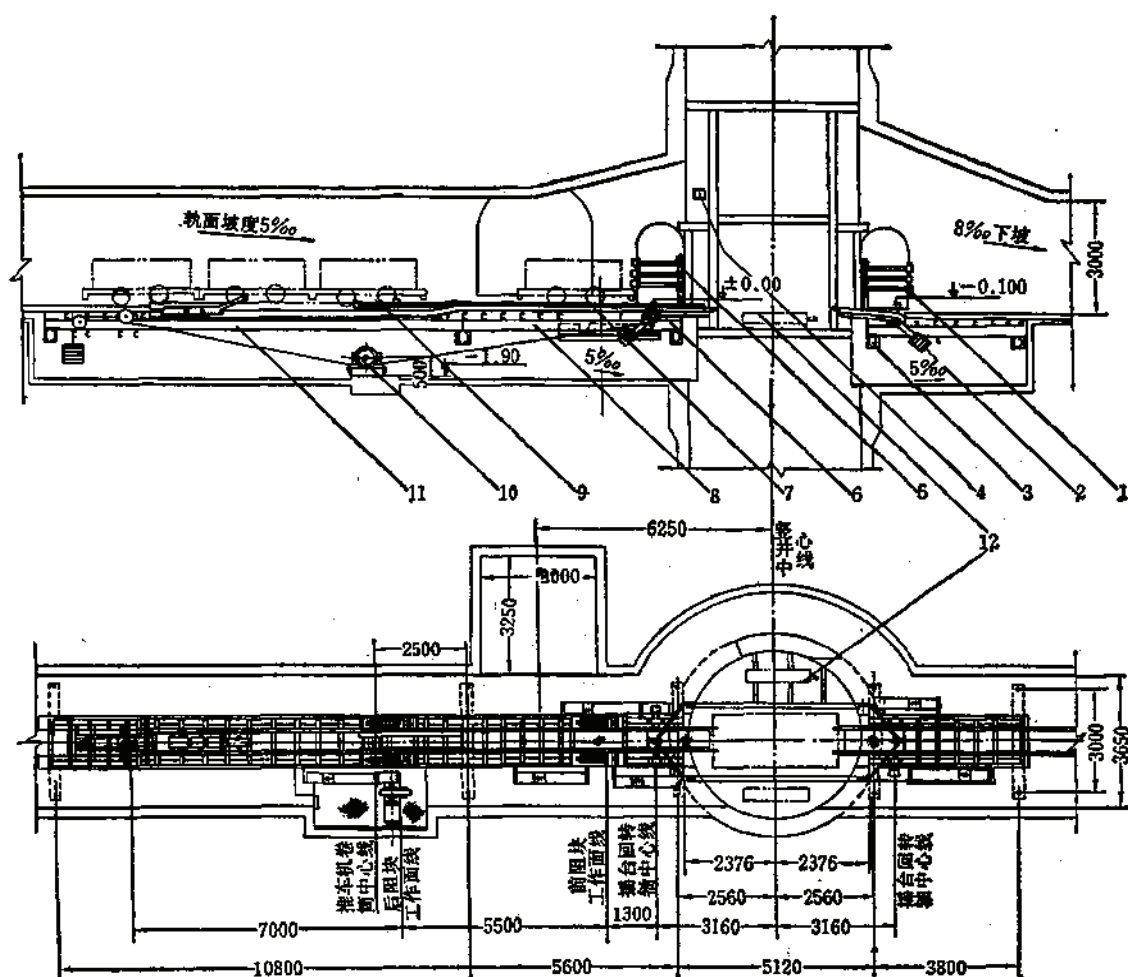


图 1-6-28 贵州水城铁矿井口机械配置图

1—出车侧安全门；2—出车侧摇台；3—出车侧平台；4—平车信号；5—进车侧安全门；6—进车侧摇台；7—前阻车器；8—进车侧平台一；9—后阻车器；10—调车推车机；11—进车侧平台二；12—开启器传动装置

(5) 图1-6-27为易门狮子山井口机械配置图；

(6) 图1-6-28为贵州水城铁矿井口机械配置图。

6.6 粉矿回收

6.6.1 概述

竖井箕斗提升，存在着矿石和粉矿的撒落问题。尽管在设计上可以采取相应的技术措施，生产上加强管理，但只能减少粉矿的撒落量。实践证明，竖井箕斗提升的粉矿撒落现象是不可避免的。撒落在井底的粉矿，如不及时进行清理，越堆越多，将会影响到竖井提升的正常作业和安全生产。某矿曾由于粉矿长期积压，处理时大量泥水和粉矿涌出，造成

人身事故。所以对于采用箕斗提升的竖井,必须在井底设粉矿回收装置,及时清理回收。

对于采用罐笼提升的竖井,除了在矿车上下罐笼过程中,有时出现少量的撒矿现象,和随同中段涌水流入井底的少量粉矿外,不存在其它撒矿因素。即使有粉矿撒落,也可以在清理井底水窝时进行处理。

6.6.1.1 粉矿撒落的主要原因

- (1) 箕斗在装卸作业中通过设备间隙撒矿;
- (2) 人工放矿装载过量时撒矿;
- (3) 箕斗未到位开始放矿或放矿闸门未关闭开始提升等误操作时撒矿。

6.6.1.2 减少粉矿在设计中应注意的问题

- (1) 为减少放矿闸门堵塞而产生放矿过量的问题,矿石块度应尽可能控制在要求范围内。
- (2) 箕斗尽可能选用容量略大的,其装满系数不应大于0.9,以避免过满时撒矿。对翻转式箕斗,可考虑采用计量准确的计量式漏斗装矿。
- (3) 为防止误操作撒矿,提升装置和装矿设施应联锁控制。
- (4) 应尽量减小箕斗在装卸过程中各设备间的间隙。

6.6.2 粉矿量的估算

粉矿撒落量的大小,涉及的因素很多,它不仅与矿石的粉矿含量、湿度、块度、计量装置和箕斗的型式规格及其配置有关,而且生产管理的好坏,起着决定性的作用。如河北铜矿,虽然是翻转式箕斗和计容式装载装置,井下又无二次破碎设备,但管理较好,粉矿量控制在0.3%左右,大大低于同类矿山的指标。

在金属矿山中,据统计:采用翻转式箕斗,粉矿撒落量一般为提升物料的1~2%;采用底卸式箕斗,粉矿撒落量一般为提升物料的0.3~0.6%。表1-6-46列出了部分生产矿井的粉矿量实例,可供设计时对粉矿量估计的参考。

6.6.3 粉矿收集方法与泥水处理

6.6.3.1 粉矿收集方法

有在计量硐室下设粉矿仓和直接在井底堆置两种方式:

1. 粉矿仓贮存

对中小型矿井多采用这种方式。对于单一箕斗井,在计量硐室下部无其它设施时,可利用井筒作粉矿仓,仓底铺设钢板。对于混合井或设有人道与管子间的井筒,应与其它设施分开,在箕斗下部设独立的粉矿仓。粉矿仓底的倾角一般不小于60°。粉矿仓的容积不宜过大,采取小容积勤清理的原则。避免贮量过大,贮存期长,给清理工作带来困难和危害。其贮存期,对大中型矿山可取2~3d,小型矿山可取4~5d。

装载方式,可采用扇形或插板式闸门。也可将粉矿放入巷道堆置,用装岩机装车。前者要采取措施排出仓内的积水,以避免当闸门一开,大量泥水涌出造成事故。

2. 井底堆置

撒落的粉矿直接在井底堆置,采用装岩机装车。这种型式适用于大中型矿井。其特点

表 1-6-45

部分生产矿山粉矿回收设施及粉矿量

矿 名	实 斗		装矿设备		井下破碎	粉矿量 (%)	回 收 方 式	粉矿去向	泥 水 处 理	
	型 式	装 载 量 (t)	容 积 (m ³)	规 格 (m ³)						型 式
南京梅山铁矿	底部式	26/15单			900/150旋回	0.3	0.3m ³ 耙斗式装矿机装车, 斜井提升0.7m ³ 矿车	卸入溜井	排泥罐排入矿车	
铜陵凤凰山铜矿	底部式	10.5/7.2单			1000×1200颞式	0.3	人工装车, 罐笼提升	卸入计量斗	泥浆泵排往水仓	
凡口铅锌矿	底部式	5/2.6双			600×900颞式	0.5	铁道装岩机装车, 副井罐笼提升0.7m ³ 矿车	卸入溜井	排泥泵排往地表	
向山硫铁矿	翻转式	2.5/1.5双		1.5	无	2~3	0.75m ³ 翻转箕斗提到地表	卸入选厂矿库		
铜陵铜官山铜矿	翻转式	4.5/2.4双		2.1	无	2~3	闸门装车, 小竖井提升0.35m ³ 翻斗矿车	卸入溜井	人工清理	
铜陵狮子山铜矿	翻转式	2.5/1.5双		1.5	无	1.5	闸门装车, 小竖井提升0.5m ³ 翻斗矿车	卸入溜井	泥浆泵排往计量斗	
铜陵铜山铜矿	翻转式	3.5/2.1双		2.1	无	5~6	闸门装车, 小竖井提升0.5m ³ 矿车	卸入溜井	泥浆泵排往中段水仓	
河北铜矿	翻转式	5.9/4 双		4	无	0.3	闸门装人0.5m ³ 翻转箕斗提升	卸入计量斗		
杨家杖子岭南矿	翻转式	9.5/5 双		5	无	1.0	闸门装车, 副井提升0.75m ³ 矿车	卸入溜井	人工清理	
杨家杖子松北矿	翻转式	4/2.1双		2.1	无	0.4~0.5	闸门装车, 小斜井串车提升0.75m ³ 矿车	卸入溜井	人工清理	
红透山铜矿	翻转式	4.2/2.1双		2.1	900×1200颞式	0.2	闸门装车, 副井罐笼提升1t矿车	卸入溜井	沉 淀 池	
大冶铜录山铜矿	翻转式	3.8/2.1双		2.1	无	1.0	铁道装岩机装车, 副井罐笼提升0.7m ³ 矿车	卸入溜井		
桃林铅锌矿	翻转式	5.1/3.1双		3.1	无	5.0	铁道装岩机装车, 副井罐笼提升2m ³ 矿车	卸入溜井	排泥罐排往地表	

是,粉矿回收与井底水窝清理结合在一起。采用这种方式,要注意处理好粉矿与泥水的分离以及水的澄清与排出。

上述两种型式,都必须在计量硐室下部留有足够的距离、以满足过卷、尾绳悬挂和钢丝绳罐道重锤悬挂的需要,保证它们不与粉矿仓和粉矿堆相干扰。如罐道钢丝绳须穿过粉矿仓底时,则钢绳穿过部分应加套管,使钢绳不与粉矿接触。

6.6.3.2 粉矿中的泥水处理

粉矿中的泥水处理方式,一般是在井底开凿沉淀池,泥水通过水沟流入池内。沉清后的清水与泥浆,分别排往坑外。

泥水的扬送可采取:

(1) 压缩空气排泥罐,其排泥量可达 $4.8\text{m}^3/\text{h}$,扬程最高达200m。可将泥浆直接排至地表,或排往中段装入泥浆车,再运往地表废石场。

(2) 泥浆泵将泥浆扬至中段水仓,经沉淀后,泥浆在清理水仓时处理。

6.6.4 粉矿回收系统

粉矿回收系统的确定,要与矿井的开拓方式相结合,充分利用开拓系统中的井巷和设施,通过比较,选择最优方案。回收系统大体可分为三种类型:

(1) 对于用主副井开拓的矿山,在两井相距较近,且副井开拓深度超过主井的条件下,可在主井粉矿回收水平上,开凿一条小断面运输巷道,直通副井井底车场。粉矿车由副井罐笼提升至溜井上部中段后,卸入溜井,再由箕斗提升至地表矿仓,或由副井罐笼直接提升至地表。

这种回收系统,开凿工作量小,不需另设粉矿提升设施,使用和管理也比较方便。

(2) 主副井相距较远,主井开拓深度超前于副井,或在副井提升无富裕能力的条件下,可在主井粉矿回收水平上,开凿一条小断面粉矿运输巷道和粉矿提升小竖井或小斜井,与溜井上部卸矿水平相连,形成一个粉矿回收系统。粉矿卸入溜井后,经主井箕斗提升至地表。

其优点:不干扰和影响副井的提升,管理方便,对主井延深有利。

缺点:回收系统工程量大,多一套粉矿提升设施。

(3) 对于混合井提升,井筒内有一套单罐提升设施,且其深度超过箕斗。在这种情况下,可在粉矿回收水平上开凿一条绕道与井底车场相通。粉矿车由罐笼提升至溜井上部中段,卸入溜井,再由箕斗提升,或由罐笼直接提升至地表卸载。

其优点:开拓工程量较小,不需另设粉矿提升设施。

缺点:对于设有尾绳和钢丝绳罐道的竖井,尾绳与罐道绳要穿过粉矿仓,对提升和检修不利。粉矿回收处的劳动条件差,通风条件不好,作业不够安全。

6.6.5 粉矿回收实例

(1) 张家洼铁矿小官庄主井粉矿清理设施布置图,如图1-6-29;

(2) 程潮铁矿东区措施井粉矿回收设施布置图,如图1-6-30。

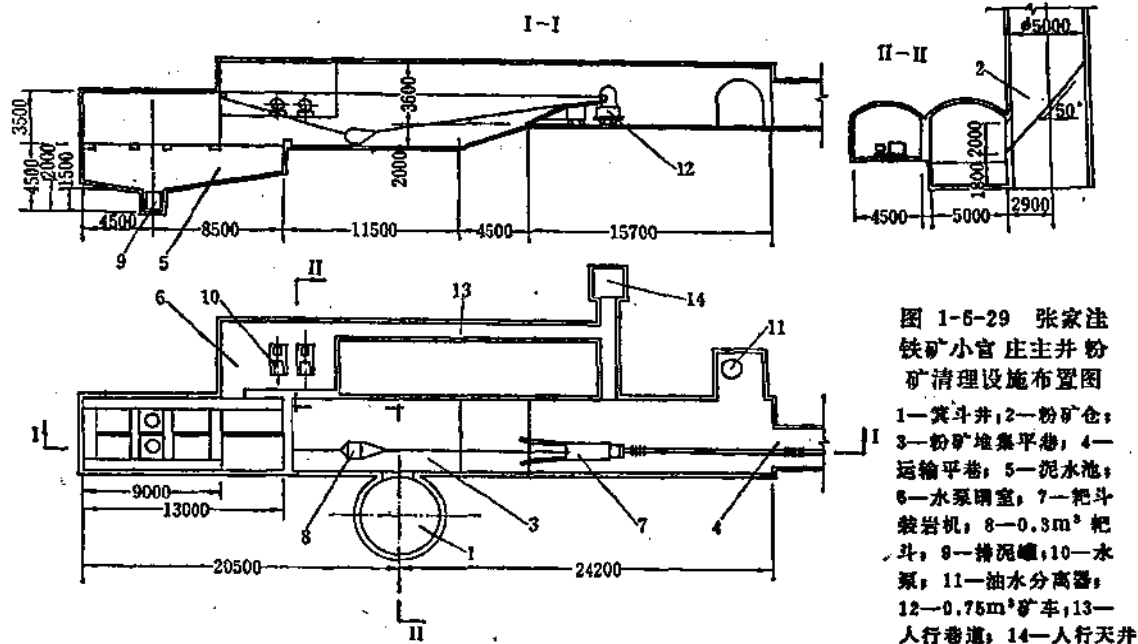


图 1-5-29 张家洼铁矿小官庄主井粉矿清理设施布置图

1—箕斗井; 2—粉矿仓; 3—粉矿堆集平巷; 4—运输平巷; 5—泥水池; 6—水泵硐室; 7—耙斗装岩机; 8—0.3m³耙斗; 9—排泥罐; 10—水泵; 11—油水分离器; 12—0.75m³矿车; 13—人行巷道; 14—人行天井

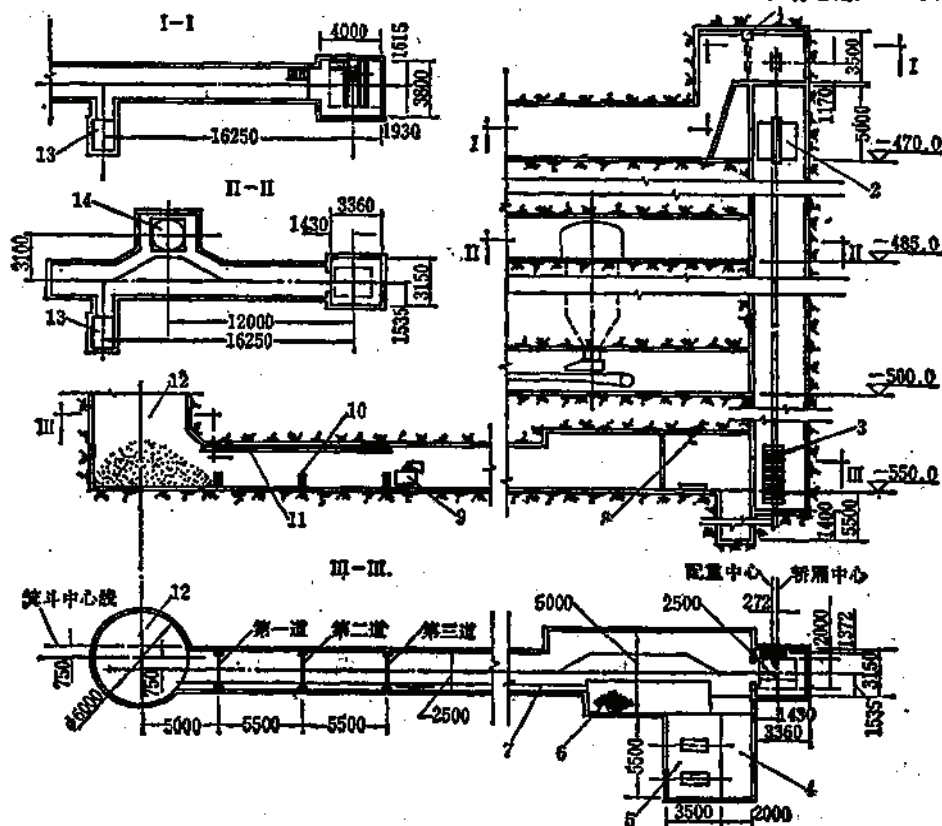


图 1-6-30 程潮铁矿东区措施井粉矿回收设施布置图

1—3t手拉葫芦及单轨行车, 2—3t井下客货电梯, 3—配重, 4—吸水井, 5—泵房,
6—沉淀池, 7—排水沟, 8—3t起重梁, 9—ZCZ-26型风动装岩机, 10—隔板, 11—3t起重绳,
12—主井, 13—人行天井, 14—溜井

6.7 提升信号与安全设施

6.7.1 提升信号

竖井提升系统,必须设有能从各中段发给井口总信号工转给提升机司机的信号装置。井口信号装置必须同卷扬机的控制回路闭锁,只有井口信号工发出信号后,卷扬机才能动作。

井口与卷扬机、各中段之间,除有声、光信号联系外,还应设有直通电话或传话筒或无线报话机。

每条竖井均应设有独立的信号系统。

提升信号系统,应设有下列信号:

- (1) 工作执行信号;
- (2) 提升中段指示信号;
- (3) 提升种类信号;
- (4) 检修信号;
- (5) 事故信号;
- (6) 无联系电话时,应设联系询问信号。

各中段的信号,必须经过井口信号工转发给卷扬机司机,禁止越过井口总信号工直接向卷扬机司机发出信号。只有在下列情况时,各中段可直接向卷扬机司机发出信号。

- (1) 紧急事故停车;
- (2) 用箕斗提升矿石或废石;
- (3) 用罐笼提升矿石或废石时,必须由井口总信号工转换灯光信号给卷扬机司机后,司机才能听从某一中段的信号工指挥。

各基建或生产中段,均应设专职信号工,信号工待罐门及井口安全门关好,摇台升起(或托台收回)到位后,方可发出升降信号。

罐笼提升时,在井口、井底及中间各水平应设置信号房。信号房一般设在进车侧的右边。井口信号房的地坪应高于出车水平0.5~1.0m,井底及中间各水平的可高出0.3m,以利于信号工监视井口调车操作情况。

6.7.2 安全设施

(1) 在井架及深度指示器上须安装过卷终端开关,并与卷扬机电路闭锁,当提升容器超过正常提升的极限位置0.5m时,必须自动断电,并实现安全制动。过卷保护装置还应设置不能再向过卷方向接通电动机电源的联锁装置。

在特殊情况下,需要提升容器超过正常提升位置0.5m以上时,上述过卷保护装置应能暂时解除。

(2) 井架上过卷扬区段内,应装设斜度为1%的楔形罐道,当容器过卷时,能将容器夹住。对楔形罐道的安装要求详见第七章相关部分。

在楔形罐道之上,应设置过卷挡梁。

(3) 井架上安设过卷托台时,托台梁的强度亦应与托台本身的设计强度相适应。过

卷托台之上，应设置过卷挡梁。

(4) 井底必须装设防止过放时蹲罐的设施。井底过放距离必须与井上过卷距离相适应，在罐笼过放行程范围内不得有积水。

(5) 地表及各中段车场井口处，必须装设安全门和安全栏杆。

(6) 地表及各中段车场井口的进车侧，必须装设阻车器，以防止车辆坠入井内。井口阻车器必须与罐笼停止位置相联锁，罐笼不到达停止位置，打不开阻车器。

出车侧一般为下坡滑行，可以不设阻车器。

(7) 使用摇台时，出车侧摇台应装设摇臂限位托梁，保证矿车沿摇臂以一定的坡度下滑运行。

(8) 车场设备必须与卷扬机的控制回路闭锁，安全门关闭、摇台抬起（托台收回）到位后，提升机方能启动；罐笼不在车场停罐位置时，阻车器、安全门必须处于关闭状态，推车机不得动作。

(9) 罐笼提升系统各中段的承接装置应使用摇台。除在井口及井下最低中段允许设置托台外，在特殊情况下，允许在中间中段设置自动收回的托台。

托台必须与卷扬机控制回路闭锁。托台不打开或自动托台不收回到位，罐笼不能下放。

升降人员时，禁止使用托台。

(10) 使用托台时，必须使用刚性罐道，托台的支承梁与提升容器之间的间隙不得小于50mm，托台支承梁的强度，应按载重容器重力五倍的作用力考虑。

使用托台时，车场固定轨道与提升容器之间的间隙不得小于30mm。

(11) 提升容器与井筒装备、井壁之间的间隙见井建篇竖井章有关规定。

(12) 提升容器的导向器与罐道之间的间隙：钢轨罐道每侧不得超过5mm；木罐道每侧不得超过10mm；钢绳罐道导向器内径比钢丝绳直径不得大于5mm，采用滚轮罐耳时，组合钢罐道的附加滑动罐耳间隙应保持10~15mm。

(13) 升降人员或升降人员和物料的单绳提升罐笼，必须装设安全可靠的防坠器。

(14) 检修井筒或处理事故的人员，如需站在罐笼或箕斗顶盖上工作时，在罐笼或箕斗顶盖上，应装设保护伞和栏杆。

(15) 采用钢绳罐道的单绳提升系统，提升钢绳应使用不扭转钢绳，并有可靠的稳罐装置。

(16) 无保护设施的混合井，在升降人员时，箕斗提升系统应暂时中断工作。

(17) $\phi 3\text{m}$ 以上的提升装置应设松绳信号装置，并应将松绳保护接入安全回路。

(18) 箕斗提升时，应在井口矿仓装设料位信号，当矿仓装满时，能自动报警。

(19) 提升钢绳在卷筒上作多层缠绕时，卷筒边缘应高出最外层钢绳的高度，至少应为钢绳直径的2.5倍，且卷筒上必须设有带绳槽的衬垫。

(20) 提升机工作制动或安全制动所产生的制动力矩，不得小于提升系统实际最大静力矩的三倍。

双筒卷扬机在调绳时，应在无负荷情况（不提升人员及物料）下进行。制动装置作用在每个卷筒上的制动力矩，不得小于该卷筒的悬挂重量（空容器和钢绳重量之和）所形成的静力矩的1.2倍。

凿井提升机的制动力矩,不得小于提升系统最大静旋转力矩的2倍。

计算制动力矩时,闸瓦与闸轮之间的摩擦系数应根据实测确定,一般采用0.3~0.35。安全制动的减速度,下放重物时不小于 1.5m/s^2 ,提升重物时不大于 5m/s^2 。

(21) 卷扬机的控制系统,除了正常提升外,还应满足低速检查井筒和钢绳时速度不得超过 0.3m/s 、低速升降大型设备或长材料时速度不超过 0.5m/s^2 的需要。

(22) 当提升容器到达两端减速点时,应使提升机自动减速或发出减速信号。

(23) 罐笼提升最大速度超过 4m/s 、箕斗提升最大速度超过 6m/s 时,应设限速保护装置,以控制提升容器接近井口停靠位置时,速度不超过 2m/s 。

6.8 基建投资、提升费用估算及材料消耗

6.8.1 基建投资及提升费用估算

竖井单绳罐笼提升的基建投资费用及单位提升费用可参见图1-6-31。

竖井单绳箕斗提升的基建投资费用及单位提升费用可参见图1-6-32。

图1-6-31和图1-6-32是按下列条件,通过计算制得的:

(1) 工作制度,每年按300d计,每天净工作时间为14h。

(2) 劳动定员、在册系数,井下为1.3,井上为1.2。

(3) 工资,按1500元/人·年计算。

(4) 电价,按 $0.1\text{元/kW}\cdot\text{h}$ 计。

(5) 运输不平衡系数,单绳罐笼提升时为1.2;单绳箕斗提升时为1.15。

(6) 机电设备价格按出厂价(考虑部分浮动价)计,设备运杂费为6%,材料运杂费为8%。

(7) 电耗与劳动定员可按年提升费用的分项(表1-6-47和表1-6-48)反推。

年提升费用可参见表1-6-47和表1-6-48。

单绳罐笼提升年提升费用表

表 1-6-47

项 目	矿 山 规 模 (t/d)					
	700	700	700	1000	1000	1000
提升高度 (m)	150	250	350	150	250	350
年提升量 (tkm)	3.15	5.25	7.35	4.50	7.50	10.50
年提升费用(万元)	20.95	25.27	27.67	22.03	25.98	30.37
其中(万元): 工资	6.81	6.81	6.81	6.81	6.81	6.81
电费	2.23	3.16	4.46	2.87	5.34	8.60
折旧	5.63	7.21	8.05	4.54	5.74	8.59
维修	4.32	6.13	6.41	5.85	6.13	6.41
其他	1.96	1.96	1.96	1.96	1.96	1.96

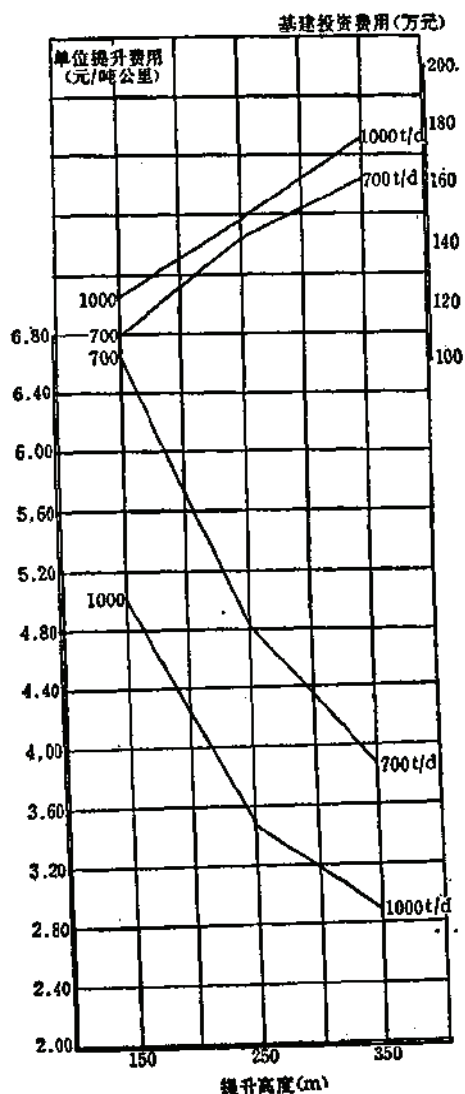


图 1-6-31 单绳罐笼提升单位提升费用及基建投资线图

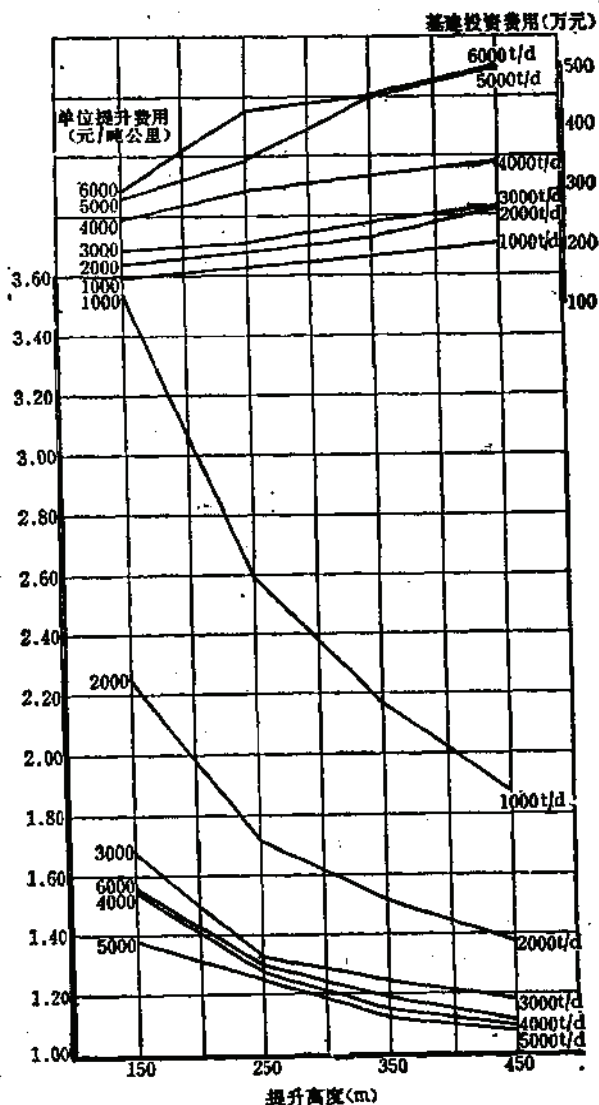


图 1-6-32 单绳箕斗提升单位提升费用及基建投资线图

单绳箕斗提升年提升费用表

表 1-6-48

矿山规模 (t/d)	年提升量 (10 ⁴ t·km)	年提升费用 (万元)	其 中 (万 元)				
			工资	电费	折旧	维修	其他
1000	5.7	20.1	3.73	3.23	6.73	5.33	1.08
1000	8.7	22.57	3.73	4.80	7.26	5.70	1.08
1000	11.7	25.37	3.73	6.50	7.89	6.17	1.08
1000	14.7	27.69	3.73	8.20	8.12	6.56	1.08
2000	11.4	25.62	3.73	6.65	7.42	6.74	1.08
2000	17.4	29.94	3.73	9.99	8.00	7.14	1.08

续表

矿山规模 (t/d)	年提升量 (10 ⁴ t·km)	年提升费用 (万元)	其 中 (万 元)				
			工资	电费	折旧	维修	其他
2000	23.4	35.61	3.73	14.37	8.73	7.70	1.08
2000	29.4	40.46	3.73	16.46	10.75	8.40	1.12
3000	17.1	28.79	3.73	9.98	6.89	7.11	1.08
3000	26.1	34.88	3.73	15.23	7.25	7.59	1.08
3000	35.1	43.92	3.73	21.95	8.67	8.45	1.12
3000	44.1	52.21	3.73	29.50	9.23	8.63	1.12
4000	22.8	35.44	3.73	14.83	8.67	7.13	1.08
4000	34.8	44.56	3.73	21.33	10.5	7.92	1.08
4000	46.8	53.76	3.73	29.27	11.22	8.42	1.12
4000	58.8	64.88	3.73	39.33	11.83	8.87	1.12
5000	28.5	39.31	3.73	17.61	9.45	7.44	1.12
5000	43.5	54.26	3.73	29.02	11.43	8.06	1.08
5000	58.5	65.42	3.73	38.94	12.00	9.63	1.12
5000	73.5	79.63	3.73	44.44	15.18	15.14	1.16
6000	34.2	46.45	3.73	23.72	10.34	7.58	1.08
6000	52.2	67.60	4.01	34.16	14.33	13.94	1.16
6000	70.2	83.32	4.01	48.59	14.96	14.60	1.16
6000	86.2	99.04	6.60	59.00	16.97	14.57	1.90

注：此表系参照煤炭系统有关资料补充制定。

6.8.2 材料消耗

(1) 润滑油消耗可参见表1-6-49。

润滑油消耗定额表

表 1-6-49

机 器 名 称	润 滑 油 消 耗 量 (kg/d)						总耗油量 (kg/d)
	黄油	桐油脂	机 油	汽缸油	压气机油	损失	
单筒绞车(φ2m)	0.24	—	3.0	0.74	—	0.52	4.5
单筒绞车(φ1.6m)	0.20	—	2.5	0.6	—	0.5	3.8
运搬绞车(φ2.1m)	0.20	—	2.0	—	—	0.23	2.5
提升绞车(φ1.6m)	0.02	—	3.0	0.74	—	0.74	4.5
提升绞车(φ1.2m)	0.01	—	2.5	—	—	0.36	3.0
提升绞车(φ2~3m)	0.01	—	4.64	0.8	—	0.45	6.0
钢丝绳(每100m)φ19.5			0.64				0.64
钢丝绳(每100m)φ24			0.76				0.76
钢丝绳(每100m)φ28			0.86				0.86
钢丝绳(每100m)φ37			1.14				1.14
钢丝绳(每100m)φ39			1.20				1.20
钢丝绳(每100m)φ43.5		1.34					1.34
钢丝绳(每100m)φ50		1.58					1.58
钢丝绳(每100m)φ56		1.70					1.70
钢丝绳(每100m)φ60		1.72					1.72
钢丝绳(每100m)φ65		2.00					2.00

(2) 提升钢绳消耗, 一般按其使用寿命考虑。

普通点接触钢丝绳的使用寿命: 主井提升钢绳多数为1年左右, 并以断丝报废为主; 副井提升钢绳约为2~3年, 并以径缩报废为主。

根据试验资料, 丝径为1mm, 丝数为114~222(即6×19-6×37)时, 其使用寿命较长, 反复弯曲次数为30000~115000次(当绳径为 $\phi 16$ 和轮径为 $\phi 300$ 、 $\phi 400$ 、 $\phi 450$ 时)。试验资料表明: 丝径小, 耐弯曲, 耐疲劳, 但不耐磨损和不耐腐蚀; 丝径大, 耐磨损, 耐腐蚀, 但不耐弯曲和不耐疲劳。

此外, 就使用寿命而言, 线接触型的使用寿命比同规格的点接触型要高一倍; 顺捻比交捻高一倍; 三角股比圆股高一倍。

各类提升钢丝绳使用寿命可参见表1-6-50。

提升钢丝绳使用寿命参考表

表 1-6-50

钢丝绳结构型式	绳 径 (mm)	使用 寿 命 (月)	平均提升量 (t)	备 注
6W(19)	28		241315	线接触, 使用2根
6×19	28		114155	点接触, 使用4根
6W(19)	28		181193	线接触, 使用2根
6×19	28		94309	点接触, 使用5根
6×19顺捻	46.5	12	818256	
6×19顺捻	46.5	14	881948	
6×19顺捻	46.5	12	737272	
6×19交捻	46.5	6.5	324533	
6×19交捻	46.5	7	424966	
6×19交捻	46.5	6	311635	
6×7	33	232(d)	27900(次)	
6 $\angle$ (19)	33	438(d)	39026(次)	
6 $\angle$ (24)光钢丝绳	21	8		
6 $\angle$ (24)镀锌钢丝绳	21	27		

第七章 竖井多绳摩擦提升

责任编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

北京有色冶金设计研究总院

编写人 刘洞理 陈政儒 胡文字

7.1 概 述

多绳摩擦式提升机和单绳缠绕式提升机相比, 具有适于深井重载提升, 钢绳直径小, 设备重量轻, 投资省, 耗电少, 安全可靠等优点, 因而获得广泛的应用; 其缺点是井塔投资高, 基建时间长。

多绳摩擦式提升机宜用于深度300~1400m的矿井。当采用重平衡绳或加重的提升容器时, 亦可用于深度小于300m的矿井。一般深度小于300m的矿井应优先考虑采用 $\phi 3$ m以下的单绳缠绕式提升机。

多绳摩擦式提升机有塔式和落地式两种, 目前使用塔式较多, 但落地式多绳提升机日益发展。二者相比, 落地式多绳提升机的主要优点如下:

(1) 建井架比建井塔占用井口时间短, 井筒装备和提升机安装工程可同时施工, 加快建设进度;

(2) 在工程地质不良和地震区, 提升机房和井架的安全稳定性比井塔高。

其主要缺点是: 占地面积大, 对工业场地比较狭小的矿井不便采用。

在某些具体条件下, 采用落地式还是采用塔式的应通过经济比较确定。在一般情况下, 竖井只装一台提升机时, 采用落地式较为经济(如格顶煤矿钢筋混凝土井架和提升机房的建设费仅为同类结构的井塔建设费的42%)。若竖井安装两台提升机, 则采用塔式较为经济。

落地式多绳提升机的设计计算与塔式提升机相同, 仅在井口布置方面具有和单绳缠绕式提升机相似的特点。由于没有钢绳偏角的限制, 提升机可以尽量靠近井筒, 钢绳仰角可达 $50^{\circ} \sim 90^{\circ}$, 使井口布置更为紧凑。为简化导向轮结构, 落地式多绳提升机一般为二绳或四绳。

落地式多绳提升系统布置见图1-7-1。国内部分矿山多绳提升机概况见表1-7-1, 国内

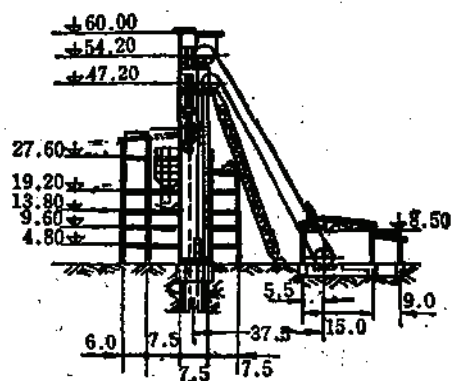


图 1-7-1 落地式多绳提升系统布置图

表 1-7-1

國內部分矿山多绳提升机概况

项 目	张家堡铁	梅山铁	金山铁	店山铁	武山铁	凤山铁	三山金矿	红透山铜	西石门铁	丰山铜矿	红透山铜	张家堡铁	金山铁
直径(mm)	4000	3000	4000	2000	2000	2000	2080	2250	2800	2250	2250	2800	2800
绳 数	6	6	4	8	8	6	5	4	6	4	4	6	4
速度(m/s)	11.75	10	7.3	5	5	8	7.7	7.85	7	7.9	7.85	11.8	11.8
容量	34	26	22	20	20	10.5	10.5	4	24	8	8.2	10	10
质量(t)	28	22	21	19	19	12.5	10.5	7.5	20	8.2	4	12	10.4
型 式	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗	底卸式箕斗
矿丰容(m ³)													
平衡锤(t)	45	35	32	28	28	17.75	罐笼14		32	12.5	5.5	20.5	17
设计井深(m)	600	300	417	190	190	637	352/702	210/870	277	188/434	215/420	600	417
产 量	7600	7600	7000	600/h	600/h	2000	2100	1800	7000	3000			
设计													
实际													
同时工作水平	1	1~2					箕斗3、罐笼6	1	1	3	3	3	
矿石块度(mm)	350	250					250	250	300	400			
钢丝绳直径(mm)	39.5	32	37.5	24	24	22	25.5	21.5	28	23	23	28	28
尾 绳直径(mm)	176×27×3	φ56×3	φ52×2	φ37×4	φ37×4	φ31×3	φ41×2	94×15×2	φ41	94×15×2	94×15×2	154×25×2	φ41×2
罐道绳直径(mm)	50	45	38.5	4.5	4.5	41	木	32	45	35.5	32	45	38.5
电 型 式	直 流	直 流	直 流	直 流	直 流	直 流	直 流	交 流	直 流	交 流	交 流	直 流	直 流
功 率(kW)	3200	1800	1200	540	540	560	510	525	1250	500	320	1250	630
设计单位	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	长沙黑色冶金矿山设计研究院	南昌有色冶金设计研究院	南昌有色冶金设计研究院	北京有色冶金设计研究院	北京有色冶金设计研究院	北京有色冶金设计研究院	马鞍山钢铁设计研究院	长沙有色冶金设计研究院	北京有色冶金设计研究院	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	长沙黑色冶金矿山设计研究院

部分矿山落地式多绳提升机概况见表1-7-2, 国内部分矿山落地式多绳提升机概况见表1-7-3。

表 1-7-2

国内部分矿山落地式多绳提升机概况

矿井名称	格顶矿3 ^号 井	牛头山7 ^号 副井	大桥副井	大峪沟矿	鲍店副井	三河尖主井	钱家营主井	钱家营副井1 ^号	钱家营副井2 ^号	唐山矿风井	梅山铁矿西副井
提升机规格	2.25×4	3.5×4	2.8×4	2×2	2台5×2	4.5×4	4.5×4	3×4	3×4	5×2	2.25×4
速度(m/s)	7.58	10.6	6.9	3.35	10.8			10		10.8	5.16
井深(m)	453	919	416	145	475		600	623		623	365
容器	双罐	双罐	双罐	单罐	双罐、单罐		双箕斗	双罐		双箕斗	单罐
	1t单车	1t双车	1t双车	1t单车	1.5t双车		32.5t箕斗	1.5t双车		12t箕斗	0.75×2
	双罐	双罐	双罐	双罐	双罐			双罐			单罐
电动机(kW)	800	1000	630	115	2000	2500	2×2500	1150	1150	2000	400
直径(m)	2.5	3.2	2.8	1.6	5	4.5	5.2	3	3	5	2
标高(m)	29	28.7	36	19.84	37	52	46.4	37.2	25.2	52.9	22.35
直径(m)	2	3.2	2.8	1.6	5	4.5	5.2	3	3	5	2
标高(m)	24	22.7	31	16.34	28	46.5	39.4	31.7	19.7	45.9	18
井架类型	混凝土框架	混凝土塔式		铜井架	混凝土框架		铜井架	铜井架	铜井架	混凝土井架	铜井架
	有斜腿	无斜腿		有斜腿	有斜腿					有斜腿	
提升机与井筒中心距(m)	12	18	27	16	28.4	32	47	22	17	44.5	13
钢丝绳仰角	66°9'23"	62°27'35"		52°	52°10'5"	58°55'59"				48°51'	56°15'
	59°22'48"	67°49'		51°16'	53°27'51"	62°29'6"				51°2'	60°5'

国内部分矿山多绳提升系统投资

表 1-7-3

	张家洼主井	张家洼1 ^号 副井	张家洼2 ^号 副井	梅山主井	红透山混合井	凤凰山混合井	大厂混合井	凡口主井	五龙东风井	大隆副井
提升机	4×6	2.8×6	2.8×6 1.85×4	3×6	2.25×4 2台	2×6 1.75×4	4×4 2.25×4	2.25×4	2.1×4	2.8×4 1.8×4
电机功率(kW)	3200	1250	1250 630	1800	525 320	750 260	2000 130	630	525	1000 130
提升高度(m)	600	600	600	300	390	537	550	500	394	449
提升容器	单箕斗	单罐	单罐	单箕斗	双箕斗 单罐	单箕斗 单罐	单箕斗 单罐	双箕斗	单罐	双罐
井塔尺寸(m)	18×15	14.3× 11.5	17×16	12×12	15×21	11.6× 15.4	16.5× 14.6	Φ11.4	Φ9.5	12×14.5
高度	66	37	44	60	50	60	64	55	32	36
起重機(t)	30	20	20	20	10	10	32	10	5	20
投资(万元)	525.5	173.6	483	342.6	176.6	404	304	131	81.6	149
其中：机械		88				287	214	69	42	
电气	382	33.5	377	295	115.8	57	48	20	13.5	85
井塔	143.5	52.1	106	47.6	60.8	60	42	42	26	64
投产时间	1985.10	1976.7	1985.10	1971	1966.10	1970.6		1971.10	1960	1971.8

7.2 计算参数和设备选择

7.2.1 主要计算参数

提升工作时间、不均衡系数、罐笼装卸载时间、每班升降人员时间、其他辅助提升次数及停歇时间、经济提升速度等参见本篇第六章竖井单绳提升部分。

多绳提升的减速度或加速度，需根据防滑计算确定。一般减速度不大于 0.75m/s^2 ，加速度一般取 $0.7\sim 0.85\text{m/s}^2$ 。

多绳底卸式箕斗同时装载和卸载时间，当采用活动直轨卸载时，其间歇时间按其容积而定，如表1-7-4所示。

多绳底卸式箕斗提升间歇时间

表 1-7-4

箕斗容积(m^3)	≤9	11	14	17
间歇时间(s)	20	22	25	28

7.2.2 提升容器的选择

多绳提升容器的选择原则、方法、步骤，一次合理提升量的计算等与单绳提升相同。所不同的是，单绳提升多采用翻转式箕斗，而多绳提升则多采用底卸式箕斗和钢丝绳罐道。当然，这个区别并不是绝对的。在满足防滑要求的前提下，多绳提升也可采用翻转式箕斗，如红透山铜矿；若将矿石块度控制在350mm以下，单绳提升也可采用底卸式箕斗，如水口山铅锌矿。

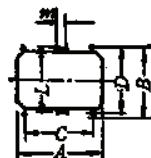
冶金矿山多绳底卸式箕斗系列

表 1-7-5

图 号	尾 绳		首 绳		钢 绳 罐 道			刚性罐道		质量 (t)	包括悬 挂装置 箕斗 总高 (mm)	斗 箱		装 载 量 (t)	斗箱 容积 (m³)	型 号
	直径 (mm)	根数	间 距 (mm)	根数	直 径 (mm)	间 距 (mm)	直 径 (mm)	L (mm)	m (mm)			A (mm)	B (mm)			
YJD2	2	400	26~35	4	200	20~26.5	4	1430	820	38.5	200	1326	1214	7	3.2	DJS1/2-3.2
YJD2A	2	400	26~35	4	200	20~26.5	4	1490	820	38.5	200	1326	1214	7	3.2	DJD1/2-3.2
YJD3	2	400	26~35	4	200、300	20~30	4	1430	820	38.5	200	1326	1214	8.5	4	DJS1/2-4
YJD3A	2	400	26~35	4	200、300	20~30	4	1600	820	38.5	200	1326	1214	8.5	4	DJD1/2-4
YJD4	2	400	36~50	4	300	23~34	4	1430	940	40.5	200	1350	1204	11	5	DJS1/2-5
YJD4A	2	400	36~50	4	300	22~34	4	1600	940	40.5	200	1350	1204	11	5	DJD1/2-5
YJD5	2	400	36~50	4	300	22~34	4	1430	940	40.5	200	1350	1204	13.5	6.3	DJS1/2-6.3
YJD5A	2	400	36~50	4	300	22~34	4	1600	940	40.5	200	1350	1204	13.5	6.3	DJD1/2-6.3
YJD6	2	600	46~60	4	300	24~43	4	1600	1090	40.5	200	1504	1388	17	8	DJS2/2-8
YJD6A	3	350	46~60	6	250	24~34	4	1600	1090	40.5	200	1504	1388	17	8	DJS2/3-8
YJD6B	2	600	46~60	4	300	24~43	4	2040	1040	40.5	200	1504	1388	17	8	DJD2/2-8
YJD6C	3	350	46~60	6	250	24~43	4	2040	1040	40.5	200	1504	1388	17	8	DJD2/3-8
YJD7	2	600	46~60	4	300	32~43	4	1600	1090	40.5	200	1504	1388	19	9	DJS2/2-9
YJD7A	3	350	46~60	6	250	24~34	4	1600	1090	40.5	200	1504	1388	19	9	DJS2/3-9
YJD8	2	700	46~60	4	300	32~43	4	2040	980	45	220	1956	1808	19	9	DJD2/2-9
YJD8A	3	400	46~60	6	250	24~43	4	2040	980	45	220	1956	1808	19	9	DJD2/3-9
YJD10	2	700	46~60	4	300	32~43	4	2040	980	45	220	1956	1808	23.5	11	DJD2/2-11
YJD10A	3	400	46~60	6	250	24~43	4	2040	980	45	220	1956	1808	23.5	11	DJD2/3-11
YJD11							4	2140	980	45	220	1956	1808	30	14	DJD2/2-14
YJD11A							4	2140	980	45	220	1956	1808	30	14	DJD2/3-14
YJD12							4	2410	1060	50	240	2340	2140	36	17	DJD2/2-17
YJD12A							4	2410	1060	50	240	2340	2140	36	17	DJD2/3-17

Technical drawing of a bucket assembly. The drawing shows a side view of a bucket with dimensions L, B, D, and A. The bucket is shown in a cross-section view, with the dimensions L, B, D, and A indicating the length, width, depth, and height of the bucket respectively.

注：设计单位——鞍山黑色冶金矿山设计研究院。



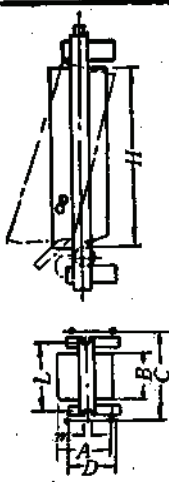
类型	罐笼		钢丝绳 质量	首 绳			尾 绳			乘 人	底板 面积	矿 车 类 型	罐 笼 总 高	外形尺寸刚性罐道				钢 绳 罐 道			罐 笼 代 号	
	载 荷	质 量		直 径	根 数	间 距	尺 寸	根 数	间 距					A	B	m	L	直 径	C	D		根 数
1 [#] 单层	1.2	1.15	3.45~ 6	15.5	4	200	22	2	340	6	1.3× 0.93		5600	1300	1260	160	1060		980	1100	4	YMGG1.3-1 YMGS1.3-1
2 [#] 单层	2.2	2.4	5.7~ 8.7	15.5	4	200	22	2	720	10	1.8× 1.15	YGC0.5(6) YGC0.7(6,7) YFC0.5(6)	6460	1800	1430	160	1230		1460	1270	4	YMGG1.8-1 YMGS1.8-1
3 [#] 单层	4.2	4.6	11~ 16.5	21	4	200	33.5	2	620	15	2.2× 1.35	YGC1.2(6,7) YCC1.2(6) YFC0.7(6,7) YFC0.5(6)	6600	2200	1640	160	1430	≤50	1800	1470	4	YMGG2.2-1 YMGS2.2-1
4 [#] 单层	6.7	7.4	16.6~ 25.2	23~ 25.5	4	200	37~ 40.5	2	280	25	3.3× 1.45	YCC2(6,7) YGC2(6,7) YFC0.5×2(6)	6770	3300	1740	180	1530		2820	1570	4	YMGG3.3-1 YMGS3.3-1
5 [#] 单层	10	11	24.5~ 36.5	25.5~ 30	4~6		40.5~ 46.5	2~3		38	4×1.8	YFC0.7×2(6,7) YGC4(7,9)空 YCC4(7,9)车	7760	4000		180					4	YMGG4-1 YMGS4-1
3 [#] 双层	8.4	8.9	18.6~ 26.8	23~ 25.5	4	200	37~ 40.5	2	620	36	2.2× 1.35	YCC1.2×2(6) YGC1.2×2(6,7) YFC0.7×2(6,7)	9410	2200	1640	160	1430		1800	1470	4	YMGG2.2-2 YMGS2.2-2
4 [#] 双层	13.4	14	28.6~ 36.3	25.5~ 30	4~6		40.5~ 46.5	2~3		50	3.3× 1.45	YCC2×2(6,7) YGC2×2(6,7) YFC0.5×4(6)	10570	3300	1740	180	1530	≤50	2800	1570	4	YMGG3.3-2 YMGS3.3-2
5 [#] 双层	10	13	26.6~ 34.3	25.5~ 30	4~6		40.5~ 46.5	2~3		76	4×1.8	YFC0.7×2(6,7)		4000		180	1880				4	YMGG4-2 YMGS4-2
6 [#] 双层	16	17.4	37~ 52.6	25.5~ 35	4~6		43.5~ 50	2~3		60	4× 1.45	YGC1.2×4(6,7) YCC1.2×4(6)		4000	1740	180	1530				4	YMGG4-2 YMGS4-2

注: 1. 设计单位——长沙有色冶金设计研究院。

2. 罐笼总高包括悬挂装置。

金属矿用多绳箕斗规格表

表 1-7-7

斗箱外形图	卸载方式	斗箱几何 容 积 (m ³)	最 大 装 载 量 (kg)	斗箱外形尺寸 (mm)			包括绳夹的 箕斗全高 (mm)	质量 (kg)	刚 性 罐 道 (mm)	
				长 A	宽 B	高 H			罐道尺寸 m × n	间距 L
	翻转式	2.1	4200	1180	1138	1885	11755	8533	木150×120	1260
	底卸式	2.6	5000	1450	1300	5498	10190	6900	160×140	1078
	底卸式	4	8000	1786	1628	6345	7895	8212	180×160	1818
	底卸式	5.6(有效)	8000	1723	1146	5380	11000~11440	9100	—	—
	底卸式	7.2	10500	1748	1146	7230	12710	12500	38kg/m钢轨	1350
	底卸式	9	16000	2000	1820	6200	13090	15900	220×200	1865
	底卸式	10.3(有效)	18000	1900	1320	8470	18630	17060	—	—
	底卸式	14.2	22000	2570	2150	9822	13032	22100	—	—
	底卸式	15	26000	1620	1740	9000	13525	19000	—	—

钢丝绳罐道			首绳规格		尾绳规格		图 号	资料 来源	设计 日期	使用地点
直径 (mm)	根 数	间 距 (mm)	直径×根数 (mm)	间距 (mm)	尺 寸 (mm)	根 数 (mm)				
		C D								
		(mm)								
31	4	1830 900	21×4	200	φ31×2	420	13003 3440151-25-7	②	62.12	红透山铜矿
36.5	4	1194 1100	22.5×4	340	94×15	420	通用CJ-431	③	65	凡口铅锌矿
33.5	4	1686 970	23×4	300	94×15	420	通用CJ-648	③	66	丰山铜矿
40.5	4	1360 920	21-25.5×4	200	φ35~38	2 600	13921	②	71.7	
48	4	1360 920	20-22×6	100	φ31	3 300	参27753 33.32-24	②	68.7	凤凰山铜矿
45	4	1000 1060	32.5×4	300	154×25	550	通用CJ-610	③	67	大厂锡矿
42.5	4	1540 1040	28×6	250	160×27	2 480	131387	③	71.5	
43.5	4	2390 1150	37.5×4	300	170×28	2 810	CS1033	④	70.9	金山店铁矿
45	4	2200 850	26-32×6	275	φ56	3 400	2套113	①	70.11	梅山铁矿

注：①鞍山黑色冶金矿山设计研究院；

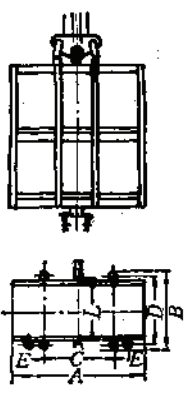
②北京有色冶金设计研究总院；

③长沙有色冶金设计研究院；

④长沙黑色冶金矿山设计研究院。

金属矿用多绳罐笼规格表

表 1-7-8

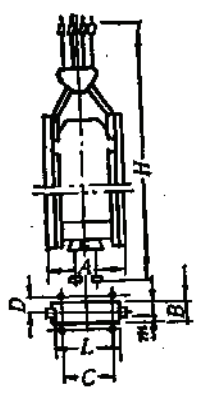
罐笼外形图	类 型	最 大 装 载 量 (kg)	质 量 (kg)	钢绳最大 终端质量 (kg)	首 绳 规 格			尾 绳 规 格			乘 人 数	底 板 面 积 (mm)
					直 径 (mm)	根 数	间 距 (mm)	尺 寸 (mm)	根 数	间 距 (mm)		
	2500×1250 双层单车罐笼	6000	5000	—	21	4	200	88×15	—	500	30	2500×1250
	3200×1440 多绳5号罐笼	3200	4400	—	21	4	200	φ31	2	420	20	3200×1440
	3200×1700 单层罐笼	4800	5100	18000	25.5	4	200	φ39	2	600	23	4.59m ²
	4000×1250 三层罐笼	18000	—	53600	28	6	250	160×27	2	480	72	4000×1250
	4500×1250 双层双车罐笼	12000	8000	—	28	4	300	117×19	—	800	50	4500×1250
	4000×1476 单层双车罐笼	7000	4706	11700	23	4	300	94×15	—	450	29	4000×1476
	4000×1476 单层双车罐笼	7530	7470	15000	22.5	4	340	94×15	—	480	29	4000×1476
	4000×1476 双层罐笼	6596	8149	15000	23	4	300	94×15	—	450	50	4000×1476
	4000×1800 双层罐笼	12000	—	53600	28	6	250	160×27	2	480	70	4000×1800
	4300×1600 双层单车罐笼	14000	12000	—	28	6	250	154×25	—	600	70	二層14.29m ²
	4900×2000 双层罐笼	10000	10427	29000	26.5	4	300	117×19	—	800	50	4900×2000

矿车型	罐笼 总高 (mm)	外形尺寸		刚性罐道		钢 绳 罐 道			图 号	资 料 来 源	设计	
		A	B	罐道尺寸 m×n	间 距 L	直 径 (mm)	根 数	间 距 (mm)			日 期 年·月	使 用 地 点
1.2m ³ 固定式	10180~ 10500	2500	1450	200	—	35.5	4	1900 1340	2套85	①	70.12	
0.55m ³ 翻斗 车2辆	8345~ 8950	—	—	200×180	1480	31	4	1600 1600 500	13001 3440151-25-6	②	62.10	红透山铜矿
J2.0-6C	9730	—	—	—	—	40.5	4	1920 1830	13908	②	71.7	
JGJ1.2-7B	16285~ 15435	—	—	—	—	42.5	4	2800 1376	13904	②	71.11	
1.2m ³ 固定式	10255	4500	1450	220×220	1270	45	6	2700 1340 500	2套89	①	70.9	
0.75m ³ 翻斗车	7100	4000	1476	38kg/m 单侧	钢轨	—	—	—	通用CJ-616	③	67	大厂锡矿
0.75m ³ 翻斗车	10108	4000	2000	200×180	1496	—	—	—	通用CJ-242	③	66	凡口铅锌矿
0.7m ³ 翻斗车 2辆	9850	—	—	38kg/m 钢轨	1580	—	—	—	通用CJ-555	③	66	丰山铜矿
JB1.2-7B或 J4.0-7C	13878~ 13428	—	—	—	—	42.5	4	2800 1930	13906	②	71.11	
2m ³ 矿车, 轨 距900	9958	4500	1818	240×240	1668	45	4	3800 1704	2套122	①	72.4	张家洼铁矿
0.75m ³ 翻斗 车, 轨距900	10070	—	—	—	—	43.5	—	3500 2112	CS1087	④	71.5	金山店铁矿

注: ①鞍山黑色冶金矿山设计研究院;
②北京有色冶金设计研究总院;
③长沙有色冶金设计研究院;
④长沙黑色冶金矿山设计研究院。

金属矿用多绳平衡锤规格表

表 1-7-9

罐笼外形图	名 称	外 形 尺 寸			刚性罐道		钢 绳 罐 道			
		长	宽	高	罐道尺寸	间距	直径	根	间 距	
		A	B	H					C	D
		(mm)			(mm)		(mm)	数	(mm)	
	5°罐笼平衡锤	1000	300	8525~8025	150×120	860	31	2	730	
	9.25t罐笼平衡锤	1000	400	9495	180×150	880	33.5	2	800	155
	12t平衡锤	1950	770	8605	—	—	—	—	—	—
	13t平衡锤	1200	530	9570~9610	—	—	40.5	—	—	—
	16.5t平衡锤	1500	400	10280	180	1380	35.5	2	1150	185
	17t平衡锤	1802	510	11602	—	—	43.5	2	1700	250
	4000×1800双层罐笼平衡锤	1830	428	12900	—	—	42.5	2	1620	—
	20.5t平衡锤	2000	530	11430	220	1778	—	—	1660	255
	23t平衡锤	2290	660	框架6600	220	1954	35	2	2200	250
	24t平衡锤	1300	660	11698~12658	220	—	45	2	1280	—
	26t平衡锤	1845	485	14000	—	—	42.5	2	1635	—
	29t平衡锤	2180	557	框架8470	220	1950	45	2	2200	250
	35t平衡锤	2300	665	框架9740	250×230	1950	45	2	2700	250
	37t平衡锤	2290	660	14535	—	—	43.5	2	2200	250

平衡锤块		质量 (kg)	图 号	适 用 容 器		资料 来源	设 计 日期 年·月	使用地点
数量	长×宽×高 (mm)			名 称	图 号			
24	785×300×110	6130	13002	5号罐笼	13001 3440151-25-6	②	62.10	红透山铜矿
62	800×300×80	9250	2备105	1.2m³双层单车罐笼	2备85	①	70.9	金山店铁矿
34	320×300×80	12110	2备134	0.7m³双层双车罐笼	2备133	①	71	
53	870×400×125	13150	13909			②	71.8	
68	1300×300×80	16500	2备104	1.2m³双层双车罐笼	2备89	①	70.9	
31	1430×245×105	17031	CS1088	双层罐笼	CS1087	④	71.5	金山店铁矿
47	1550×310×100	20069	13905	4000×1800双层罐笼	13906	②	72.2	
39	1630×260×95	20613	2备123			①	72.4	
42	1850×500×90	23000	2备130	16t箕斗	2备131	①	71.4	大厂锡矿
140	590×500×50	24129	通用CJ-611	16t箕斗	通用CJ-610	②	67	
62	1560×340×100	26100	131389	18t箕斗	131387	②	71.6	
53	1820×500×100 1820×246×100	29067	2备92			①	—	梅山铁矿
68	1820×500×100 1820×246×100	35000	2备90	26t箕斗	2备113	①	66	
68	1820×500×105	36900	CS103	22t箕斗	CS1033	④	71.4	金山店铁矿

注：①鞍山黑色冶金矿山设计研究院；

②北京有色冶金设计研究总院；

③长沙有色冶金设计研究院；

④长沙黑色冶金矿山设计研究院。

多绳底卸式箕斗规格见表1-7-5及1-7-7, 多绳罐笼规格见表1-7-6及1-7-8。多绳平衡锤规格见表1-7-9。

多绳提升装置一般首先考虑双容器提升, 其优点是提升能力大, 电能消耗少, 经营费用低; 其缺点是一套提升装置只能为一个生产水平服务, 不适用于多水平提升。因此, 在多水平生产的矿山, 单容器带平衡锤提升获得了广泛的应用。

7.2.3 钢丝绳的选择

提升钢绳(首绳)宜选用镀锌三角股钢丝绳(使用寿命约二年), 其根数多为偶数, 一般为2、4、6、8、10。实践表明增加提升钢绳数将使悬挂平衡装置、挂结和更换钢绳更加复杂和困难。为减少容器的扭转, 提升钢绳中一半采用左捻, 另一半采用右捻, 并互相交错排列。

平衡绳(尾绳)一般采用不旋转镀锌圆股钢丝绳或扁钢丝绳(使用寿命约四年), 平衡绳应不少于2根。圆股钢丝绳是机械编捻, 其缺点是平衡绳悬挂装置需装有旋转装置, 以消除由轴向拉力引起的旋转力, 以防平衡绳绞结。扁钢绳运行平稳, 其缺点是在井筒中易受坠落物料冲击或粘结。

当所有提升钢绳每米质量与所有平衡绳每米质量相等时, 提升钢绳根数为 n , 则每根提升钢绳每米质量:

$$p' = \frac{Q_s}{n \left(\frac{\sigma}{\rho_0 g m} - H_0 \right)} \quad (1-7-1)$$

$$Q_s = Q + Q_r \quad (1-7-2)$$

$$H_0 = H + H_1 + H_w \quad (1-7-3)$$

式中 p' ——提升钢绳每米质量, kg/m;

Q_s ——提升钢绳终端负荷的质量, kg;

Q ——有效装载量, kg;

Q_r ——提升容器质量(对于罐笼提升, 应为罐笼和空矿车的质量之和), kg;

n ——提升钢绳根数, 多为偶数;

σ ——钢丝绳抗拉强度, 一般不低于 $1470 \times 10^6 \text{ N/m}^2$;

ρ_0 ——钢丝绳的假定密度, 平均值为 9000 kg/m^3 ;

g ——重力加速度, $g = 9.80665 \text{ m/s}^2$;

H_0 ——钢绳悬垂长度, m;

H ——提升高度, m;

H_1 ——井架高度, m;

H_w ——最低阶段到尾绳环底端的高度, m;

m ——钢绳安全系数。按照《冶金矿山安全规程》, 升降人员或升降人员及物料时, 取 $m = 8$; 升降物料时, 取 $m = 7$ 。

根据上式计算之 p' 选择标准提升钢绳。所选择的标准提升钢绳的实际安全系数 m' 必须满足下式要求:

$$m' = \frac{n Q_s}{(Q_s + n p' H_0) g} \geq m \quad (1-7-4)$$

式中 Q_0 ——一根标准钢绳所有钢丝破断力总和, N;
 p ——一根标准钢绳每米质量, kg/m。

若平衡绳根数为 n' , 则每根平衡绳的每米质量 $q = \frac{n}{n'} p$, 平衡绳的抗拉强度应不低于 1370N/mm^2 。

7.2.4 提升机的选择

根据提升载荷和提升高度选择提升机。必要时, 应进行技术经济比较确定。

7.2.4.1 主导轮直径

塔式多绳提升机主导轮直径 D_1 与提升钢绳直径 d_1 之比应符合下列要求:

有导向轮时 $D_1/d_1 \geq 100$ (1-7-5)

无导向轮时 $D_1/d_1 \geq 80$ (1-7-6)

落地式多绳提升机必须满足 $D_1/d_1 \geq 100$ 的要求。

7.2.4.2 钢丝绳作用在主导轮上的最大静拉力和最大静拉力差

主导轮重载侧和空载侧质量计算见表1-7-10。

钢丝绳作用在主导轮上的最大静拉力为

$$S_1 = m_1 g \quad (1-7-7)$$

钢丝绳作用在主导轮上的最大静拉力差为

$$S_e = S_1 - S_2 = (m_1 - m_2)g \quad (1-7-8)$$

式中 S_1 ——钢丝绳作用在主导轮上的最大静拉力, N;

S_2 ——钢丝绳作用在主导轮上的最小静拉力, N;

S_e ——钢丝绳作用在主导轮上的最大静拉力差, N。

洛阳矿山机器厂和上海冶金矿山机械厂生产的多绳提升机技术性能见表1-7-11~表1-7-14。重庆矿山机器厂生产直径1.85m以下的多绳提升机。

多绳摩擦提升装置的导向轮直径与提升钢绳直径之比, 塔式的不小于80; 落地式的不小于100。

主导轮重载侧和空载侧质量计算表 (kg)

表 1-7-10

质 量 名 称	单绳笼提升		双绳笼提升		单箕斗提升		双箕斗提升	
	重载侧	空载侧	重载侧	空载侧	重载侧	空载侧	重载侧	空载侧
一侧钢丝绳	$n p H_0$	$n' q H_0$	$n p H_0$	$n' q H_0$	$n p H_0$	$n' q H_0$	$n p H_0$	$n' q H_0$
罐 笼	Q_0		Q_0	Q_0				
矿 车	q_0		q_0	q_0				
箕 斗					Q_1		Q_1	Q_1
有效装载量	Q		Q		Q		Q	
平 衡 锤		Q_0				Q_0		
一侧钢丝绳总质量	m_1	m_2	m_1	m_2	m_1	m_2	m_1	m_2

7.2.5 防滑计算

目前洛阳和上海矿山机器厂生产的多绳提升机是采用聚氟乙烯和聚胺酯橡胶做衬垫材

洛阳矿山机器厂多绳提升机技术性能

表 1-7-11

类 别	序 号	机 器 型 号	主 轴 轮 直 径 (m)	导 向 轮 直 径 (m)	钢 丝 绳					最 大 提 升 速 度 (m/s)	减 速 器		电 动 机				
					最 大 静 拉 力 (kN)	最 大 拉 力 静 差 (kN)	有 导 向 轮 时 直 径 (mm)	无 导 向 轮 时 直 径 (mm)	间 距 (mm)				(r/m)				
													365	490	590	750	
												型 号	速 比	最大功率计算值 (kW)			
塔 式	1	JKM-1.3× 4	1.3	—	98	24.5	—	16.5	200	5	PH500· (2)·Ⅱ·3	8 10.5 11.5		160 122 110	190 145 134	187 168	
	2	JKM-1.85/ 4(I)	1.85	—	200	59	—	23	200	9.7	ZG-70B	7.35 10.5 11.5		525 400 350	630 460 430	800 570 550	
	3	JKM-1.85/ 4(Ⅱ)	1.85	—	200	59	—	23	200	9.7	ZHD ₂ R- 120Ⅲ	7.35 10.5 11.5		525 400 350	630 460 430	800 570 550	
	4	JKM-2/4 (I)	2	—	239	59	—	25	200	10.5	ZG-70B	7.35 10.5 11.5		600 425 400	700 500 460	900 630 570	
	5	JKM-2/4 (Ⅱ)	2	—	239	59	—	25	200	10.5	ZHD ₂ R- 120Ⅲ	7.35 10.5 11.5		600 425 400	700 500 460	900 630 570	
	6	JKM-2.25/ 4(I)	2.25	2	206/ 239	59	22.5	28	200	11.8	ZG-70B	7.35 10.5 11.5		630 425 390	800 520 480	1000 700 600	
	7	JKM-2.25/ 4(Ⅱ)	2.25	2	206/ 239	59	22.5	28	200	11.8	ZHD ₂ R- 120Ⅲ	7.35 10.5 11.5		630 425 400	800 520 480	1000 700 600	
	8	JKM-2.8/ 4(I)	2.8	2.5	294	88	28	—	300	11.8	ZG-80Ⅲ	7.35 10.5 11.5	800 600 500	1000 720 630	1250 900 800	1150 1000	
	9	JKM-2.8/ 4(Ⅱ)	2.8	2.5	294	93	28	—	300	11.8	ZHD ₂ R- 140	7.35 10.5 11.5	800/ 900 580/ 640 500/ 640	1150/ 1250 800/ 850 720/ 800	1300/ 1500 1000/ 1000 800/ 1000	1200/ 1400 1150/ 1260	
	10	JKM-2.8/ 6(I)	2.8	2.5	519	147	28	—	250	14.75	ZG-90Ⅲ	7.35 10.5 11.5		2000 1300 1250	2300 1600 1600	3000 2150 1900	
	11	JKM-2.8/ 6(Ⅱ)	2.8	2.5	519	147	28	—	250	14.75	ZHD ₂ R- 140	7.35 10.5 11.5		2000 1400 1260	2400 1700 1600	3000 2300 2000	
	12	JKM-2.8/ 6(Ⅲ)	2.8	2.5	519	147	28	—	250	14.75	—	—		2800			
	13	JKM-3.25/ 4(I)	3.25	3	441	137	32.5	—	300	12	ZG-90Ⅲ	7.35 10.5 11.5		2050 1450 1300	1800 1600	2150 2000	
	14	JKM-3.25/ 4(Ⅱ)	3.25	3	441	137	32.5	—	300	12	ZHD ₂ R- 140	7.35 10.5 11.5		2000 1460 1400	1700 1600	2300 2000	
	15	JKM-3.5/ 6(Ⅲ)	3.5	3	785	226	35	—	250	14	—	—		3500			
	16	JKM-4/4 (I)	4	3	588	177	39.5	—	300	14	ZHG-100	7.35 10.5 11.5		3000 2050 1900	2500 2300	2900	
	17	JKM-4/4 (Ⅱ)	4	3	588	177	39.5	—	300	14	ZHD ₂ R- 180	10.5 11.88		2300 2000	2850 2500	3200	
	18	JKM-4/4 (Ⅲ)	4	3.2	736	177	39.5	—	300	14	—	—		3500			

续表

类别	序号	机器型号	电动机 传动方式	旋转部分 变位质量 (除电机与 导向轮)(t)	导向轮 天轮变 位质量 (t)	最大件 质量 (t)	最大不可拆件 外形尺寸 (长×宽×高) (m)	机器外形尺寸 (长×宽×高) (m)	机器质量不 包括电控设 备和电机 (t)
塔式	1	JKM-1.3× 4	单电机	2.08	—	6.91	2.3×2.1×1.8	6.6×8×1.8	17.32
	2	JKM-1.85/ 4(I)	单电机	5.73 7.00 7.47	—	6.17	1.91×2.46×2.46	6.5×8×2.2	29.3
	3	JKM-1.85/ 4(II)	单电机	7.78 8.58 8.91	—	6.96	2.28×2.46×2.46	6×8×2.2	34
	4	JKM-2/4 (I)	单电机	5.58 6.66 7.08	—	6.37	1.91×2.59×2.59	6.5×8×2.2	29.5
	5	JKM-2/4 (II)	单电机	7.33 8.01 8.30	—	7.16	2.28×2.59×2.59	6×8×2.2	34
	6	JKM-2.25/ 4(I)	单电机	5.40 6.25 6.58	1.36	7.14	1.91×2.8×2.8	6.5×8×2.3	30.3
	7	JKM-2.25/ 4(II)	单电机	6.78 7.31 7.55	1.36	13.1	2.28×2.8×2.8	6×8×2.3	35.4
	8	JKM-2.8/ 4(I)	单电机	9.31 10.98 11.53	2.38	13.6	2.21×3.7×3.7	7.2×8.5×2.8	49.2
	9	JKM-2.8/ 4(II)	单电机/双电机	14.97 17.35 18.31	2.38	19.8	2.7×3.7×3.7	7.2×8.5×2.8	54.9
	10	JKM-2.8/ 6(I)	单电机	13.19 15.36 16.18	3.40	19.8	3.07×3.34×3.34	7.9×8.5×2.7	67.3
	11	JKM-2.8/ 6(II)	双电机	17.85 19.71 20.67	3.40	22.6	3.615×3.34×3.34	7.9×8.5×2.7	71.7
	12	JKM-2.8/ 6(III)	单机直联	8.66	3.40	22.6	3.615×3.34×3.34	7.6×8.5×2.7	46.3
	13	JKM-3.25/ 4(I)	单电机	12.06 13.60 14.08	3.06	18.3	2.65×3.78×3.78	7.6×8.5×3	64.8
	14	JKM-3.25/ 4(II)	双电机	15.28 17.06 17.65	3.06	18.6	3.2×3.78×3.78	7.6×8.5×3	64.4
	15	JKM-3.5/ 6(III)	单机直联	11.4	2.52	28.6	3.875×3.96×3.96	6×9.5×3	65.6
	16	JKM-4/4 (I)	单电机	16.55 17.58 18.06	2.01	31	2.705×4.52×4.52	7.5×12×3.5	83.5
	17	JKM-4/4 (II)	双电机	21.87 22.19	2.01	32	3.435×4.52×4.52	8.5×12×3.5	95.3
	18	JKM-4/4 (III)	单机直联	19.65	3.84	46	5.5×11.2×4.4	5.5×11.2×4.4	70.1

注：1.分子是指有导向轮时的最大静张力，分母是指无导向轮时的最大张力。

2.机器型号加注(I)为弹簧基础减速器、(II)为刚性基础减速器、(III)为无减速器。

洛阳矿山机器厂塔式多绳提升机技术参数

表 1-7-12

序号	机器型号	主导轮 直径 (m)	导向轮 直径 (m)	钢丝绳					最大 提升速度 (m/s)
				最大 静拉力 (kN)	最大 静拉力差 (kN)	有导向轮 时最大直径 (mm)	无导向轮 时最大直径 (mm)	间距 (mm)	
1	JKM-1.3×4A	1.3	—	98	24.5	—	16.5	200	5
2	JKM-1.6×4A	1.6	—	147	39	—	19.5	200	8
3	JKM-1.85×4A	1.85	2	206/147	59/44	19	23.5	200	10
4	JKM-2×4A	2	2	226/177	64/54	20	24	200	10
5	JKM-2.25×4A	2.25	2	304/211	69/64	22	28	200	10
6	JKM-2.8×4A	2.8	2.5	329	98	28	—	250	14
7	JKM-2.8×6A	2.8	2.5	490	137	28	—	250	14
8	JKM-3.25×4A	3.25	3	441	137	32	—	300	14
9	JKM-3.5×6A	3.5	3	777	216	35	—	300	14
10	JKM-4×4A	4	3.2	677	177	39.5	—	300	14
11	JKM-4×6A	4	3.2	1010	265	39.5	—	300	16
12	JKM-4.5×6A	4.5	3.6	1324	333	45	—	300	16
13	JKM-5×6A	5	4	1589	412	50	—	300	16

注：机器型号后加A，表示第一次更新。

洛阳矿山机器厂落地式多绳提升机技术参数

表 1-7-13

序号	机器型号	主导轮 直径 (m)	天轮 直径 (m)	钢丝绳				最大提 升速度 (m/s)	钢丝绳 绳仰角
				最大 静拉力 (kN)	最大 静拉力差 (kN)	最大直 径 (mm)	间距 (mm)		
1	JKMD-2.25×2	2.25	2.25	103	24.5	22	300	10	50°~90°
2	JKMD-2.8×2	2.8	2.8	162	44	28	300	10	50°~90°
3	JKMD-2.8×4	2.8	2.8	329	93	28	300	10	50°~90°
4	JKMD-3.5×2	3.5	3.5	260	67	35	300	10	50°~90°
5	JKMD-3.5×4	3.5	3.5	515	137	35	300	13	50°~90°
6	JKMD-4×2	4	4	334	93	39.5	350	12	50°~90°
7	JKMD-4×4	4	4	618	177	39.5	350	14	50°~90°
8	JKMD-4.5×4	4.5	4.5	883	216	45	350	14	50°~90°
9	JKMD-5×4	5	5	1049	265	50	350	14	50°~90°
10	JKMD-5.5×4	5.5	5.5	1275	333	55	350	14	50°~90°
11	JKMD-6×4	6	6	1540	412	57	350	14	50°~90°

注：以上落地式多绳提升机，可根据用户需要进行设计。

上海冶金矿山机械厂多绳提升机技术性能

表 1-7-14

型 号		主导轮	导向轮	钢 丝 绳						钢丝绳间距	提升速度	机器质量 (不包括 电机)
				最大静拉力		最大静拉力差		直 径				
		直径	直径	有导 向轮	无导 向轮	有导 向轮	无导 向轮	有导 向轮	无导 向轮			
		(m)	(m)	(kN)				(mm)		(mm)	(m/s)	(t)
塔 式	JKD1.85×4	1.85			216		64		23	200	7.78	17.4
	JKD2×4	2			245		64		24	200	10	
	JKD2.25×4	2.25	2	304	211	64	79	22	28	200	10	
	JKD2.8×4	2.8	2.5	329		98		28		250	10	
	JKD2.8×6	2.8	2.5	476		137		28		250	11.95	50
	JKD3.25×4	3.25	3	441		127		32		300	14	
	JKD4×4	4	3.2	686		177		39.5		300	12	72
	JKD4×6	4	3.2	932		196		39.5		300	11.75	91
	JKD4×6	4	3.2	1010		265		39.5		300	14	
落 地 式	JKMD2.8×4	2.8	2.8	329		98		28		300	10	
	JKMD3.5×4	3.5	3.5	515		133		35		300	13	71
	JKMD4×2	4	4	333		93		39.5		350	12	83
	JKMD4×4	4	4	667		177		39.5		350	14	
	JKMD4.5×4	4.5	4.5	883		216		45		350	14	

料, 实践表明如湿度、温度、钢丝绳表面状况及污染程度等都影响摩擦系数, 设计计算要留有余地。对于三角股钢丝绳和圆形股钢丝绳, 其钢丝绳与衬垫的摩擦系数为0.2~0.25; 对于密封型钢丝绳, 其摩擦系数为0.2。

提升钢丝绳(首绳)对衬垫的单位压力 q_0 (N/mm²)不应超过制造厂提供的允许值, 衬垫许用单位压力一般为1.96 N/mm², 并按下式校核:

$$q_0 = \frac{S_1 + S_2}{nD_1 d_s} \quad (1-7-9)$$

对于摩擦提升设备必须满足钢丝绳沿主导轮不得发生滑动的条件:

$$\frac{S_{\max}}{S_{\min}} < e^{\mu\alpha} \quad (1-7-10)$$

式中 $S_{\max}$ ——围包主导轮的一侧钢丝绳的最大拉力, N;

$S_{\min}$ ——围包主导轮的另一侧钢丝绳的最小拉力, N;

e ——自然对数的底, $e=2.71828$;

μ ——钢丝绳和主导轮衬垫间的摩擦系数, 不应超过制造厂所提供的容许值;

α ——钢丝绳围包主导轮的角度(rad); 为减少钢丝绳的磨损, 一般不大于195°。

对于静止和等速运动的提升系统, 为安全工作, 静防滑初算取:

$$\frac{S_1}{S_2} < 1.4 \sim 1.5 \quad (1-7-11)$$

对于摩擦提升系统的加速和减速运动状态, 最易发生滑动现象。加速时主导轮可能沿钢丝绳滑动, 减速时钢丝绳可能沿主导轮滑动。为防止滑动, 应验算滑动极限加速度和减速度, 并应符合《冶金矿山安全规程》的要求, 校核下放重物时安全制动减速度。

对于塔式双容器提升系统, 当提升重物加速运动时, 冲入侧钢丝绳的拉力是最大值, 而奔离侧钢丝绳的拉力是最小值, 则最大加速度 $a_{1\max}(\text{m/s}^2)$:

$$a_{1\max} = \frac{e^{\mu\alpha}(m_2 - c) - (m_1 + c)}{e^{\mu\alpha}(m_2 + m_1) + m_1} g \quad (1-7-12)$$

$$m_2 = Q_r + n' q H_0 \quad (1-7-13)$$

$$m_1 = Q + Q_r + n p H_0 \quad (1-7-14)$$

$$C = \frac{K-1}{2} Q \quad (1-7-15)$$

式中 m_1 ——导向轮组的变位质量, kg;

K ——提升阻力系数。

对于罐笼提升 $K=1.2$;

对于箕斗提升, 装载量 $<20\text{t}$ 时, $K=1.15$; 装载量 $>20\text{t}$ 时, $K=1.10$ 。

为防滑安全起见, 许用加速度 $a_1 < 0.8a_{1\max}$ 。

当下放重物减速运动时, 奔离侧钢丝绳拉力是最大值, 而冲入侧钢丝绳拉力是最小值, 则最大减速度 $a_{3\max}(\text{m/s}^2)$ 为:

$$a_{3\max} = \frac{e^{\mu\alpha}(m_2 + c) - (m_1 - c)}{e^{\mu\alpha}(m_2 + m_1) + m_1} g \quad (1-7-16)$$

为保证防滑和安全制动的要求, 许用减速度 a_3 必须满足下式

$$1.5 < a_3 < 0.8a_{3\max} \quad (1-7-17)$$

对于落地式双容器提升系统

$$a_{1\max} = \frac{e^{\mu\alpha}(m_2 - c) - (m_1 + c)}{e^{\mu\alpha}(m_2 + m_1) + (m_1 + m_1)} g \quad (1-7-18)$$

$$a_{3\max} = \frac{e^{\mu\alpha}(m_2 + c) - (m_1 - c)}{e^{\mu\alpha}(m_2 + m_1) + (m_1 + m_1)} g \quad (1-7-19)$$

若提升系统没有导向轮组、或带有平衡锤时, 同样按上述的方法求出提升系统的许用加速度和许用减速度。 $e^{\mu\alpha}$ 的数值可按表1-7-15查取。

7.2.6 提升机拖动方式的选择

提升机拖动方式应满足提升负荷和运行速度的需要。拖动方式有交流拖动和直流拖动。交流拖动比较简单, 设备和安装费用低, 但调速性能较差, 目前由于磁力控制站容量的限制, 交流拖动可达1000kW (双机拖动可达2000kW)。而直流拖动, 调速性能好, 易于实现自动控制, 但设备和安装费用高。对于深井和大型提升容器的提升宜采用直流拖动。但是交流控制技术日益进步, 交流拖动将获得更广泛的应用。

若采用交流拖动时, 爬行阶段可考虑低频拖动或微拖动装置。箕斗提升爬行距离为0.5~2m, 其爬行速度为0.3~0.5m/s; 罐笼提升爬行阶段可忽略不计。

电动机的概算功率 N' (kW):

$$N' = \frac{K(S_1 - S_2)v}{1000\eta} \rho \quad (1-7-20)$$

e^{μα} 数值表

表 1-7-15

$\mu \backslash \alpha$	0.2	0.21	0.22	0.23	0.24	0.25
180°	1.874	1.934	1.996	2.060	2.125	2.193
181°	1.881	1.941	2.004	2.068	2.134	2.203
182°	1.888	1.949	2.011	2.076	2.143	2.213
183°	1.894	1.956	2.019	2.085	2.152	2.222
184°	1.901	1.963	2.027	2.093	2.161	2.232
185°	1.908	1.970	2.035	2.101	2.170	2.242
186°	1.914	1.977	2.043	2.110	2.180	2.251
187°	1.921	1.985	2.050	2.118	2.189	2.261
188°	1.927	1.992	2.058	2.127	2.198	2.271
189°	1.934	1.999	2.066	2.135	2.207	2.281
190°	1.941	2.006	2.074	2.144	2.216	2.291
191°	1.948	2.014	2.082	2.153	2.226	2.301
192°	1.955	2.021	2.090	2.161	2.235	2.311
193°	1.961	2.029	2.098	2.170	2.244	2.321
194°	1.968	2.036	2.106	2.179	2.254	2.331
195°	1.975	2.044	2.114	2.188	2.263	2.342

式中 $K = 1.1 \sim 1.2$ ——提升阻力系数；

η ——传动效率。对于滑动轴承减速器取0.85；对于滚动轴承减速器取0.93。

ρ ——动力系数，自然通风的电动机取1.1~1.2；强迫通风的电动机取1.05~1.10。

v ——提升最大速度 (m/s)。

提升电动机在运转过程中要产生大量热量，一般中小型电动机为自然通风，而功率1000 kW以上的直流电动机要考虑强迫风冷，目前多采用开路通风系统。

多绳提升机最大速度表

表 1-7-16

主导轮直径 (m)	速 比	电 动 机 转 速 (r/min)				
		295	370	490	590	740
		最 大 速 度 (m/s)				
1.3	8			4.169	5.02	—
	10				4.016	5.037
1.8	8		4.359	5.773	6.951	—
	10			4.618	5.561	6.974
1.85	7.35	3.888	4.876	6.458	7.776	9.752
	(7.43)		4.824	6.388	7.692	9.647
	(8.77)	3.846	4.087	5.412	6.517	8.173
	10.5			4.520	5.443	6.827
	11.5			4.127	4.97	6.233
2.0	7.35	4.203	5.272	6.981	8.496	10.543
	10.5		3.69	4.887	5.884	7.38
	11.5			4.462	5.373	6.738

续表

主导轮直径 (m)	速 比	电 动 机 转 速 (r/m)				
		295	370	490	590	740
		最 大 速 度 (m/s)				
2.1	7.35	4.413	5.535	7.330	8.026	11.070
	10.5		3.875	5.131	6.178	7.749
	11.5		3.538	4.685	5.641	7.075
2.25	7.35	4.728	5.931	7.854	9.457	11.861
	10.5		4.151	5.498	6.62	8.303
	11.5		3.79	5.02	6.044	7.581
	8	4.344	5.449	7.216	8.688	10.897
	10	3.475	4.359	5.773	6.951	8.718
2.8	7.35	5.884	7.38	9.774	11.769	14.760
	(7.37)	5.868	7.36	9.747	11.737	—
	(10.47)	4.131	5.181	6.861	8.262	10.362
	10.5	4.119	5.166	6.842	8.238	10.332
	11.5	3.761	4.717	6.247	7.522	9.434
	8	5.406	6.781	8.98	10.812	13.561
	10	4.325	5.424	7.184	8.65	10.849
3.25	7.35	6.83	8.566	11.345	—	—
	10.5	4.781	5.996	7.941	9.562	11.993
	11.5	4.365	5.475	7.251	8.73	10.95
3.5	10.53	5.134	6.439	8.528	10.268	12.879
	11.17	4.84	6.07	8.039	9.68	12.141
	8	6.758	8.476	11.225	13.515	—
	10	5.406	6.781	8.98	10.812	13.561
4.0	7.35	8.406	10.543	13.963	—	—
	(8.33)	7.417	9.303	12.32	—	—
	(10.42)	5.929	7.437	9.849	11.859	—
	10.5	5.884	7.38	9.774	11.769	—
	10.53	5.867	7.359	9.746	11.735	—
	11.88	5.201	6.523	8.638	10.401	13.046
	8	7.723	9.687	12.828	—	—
	10	6.178	7.749	10.263	12.357	—

7.3 多绳提升机的配置

多绳提升机可以安装在井塔上,也可设置在地面上。井塔多为矩形,目前常用滑升模板浇注施工,施工进度快,造价低。若多绳提升机安装在地面,其机房建筑和基础同单绳缠绕式提升机相似。

井塔布置的项目包括提升机、导向轮、电动机及其控制装置、直流发电机组、通风装置、液压站、罐道及其支承结构、受料设施或井口换车设备、空气预热设施、起重机、电梯和卫生间等。为防止振动和噪音,直流发电机组宜布置在地面。在寒冷地区井塔要采

暖,在炎热地区要考虑通风降温设施。特别是严寒地区(气温 -33°C 时),为转运矿、岩的上部受车场可以布置在地面井口层之上,或者井口房与通廊采用环形布置。

7.3.1 井塔平面布置

井塔中包括有提升机层、井口层和中间各层等,这些层间应根据提升设备安装和检修的需要及结构设施等进行配置。

提升机层主要布置有提升机、电动机及其控制装置、电梯、起重机及其吊装孔、卫生间等。当井塔内设有两台提升机时,为降低井塔高度,可将提升机布置在同一层上,并需单独设隔音的控制间。提升机械设备外缘与墙面之间的距离应不小于 1.2m ,电动机端部要考虑抽出转子的距离,其他设备与墙面之间的距离应不小于 0.8m 。为便于安装和检修,宜设有电动或手动起重机,其起重量按电动机转子(或定子)和主轴装置等最重件确定。除此还应考虑安装和更换钢丝绳、罐道绳及提升容器等。吊装孔的位置应便于升降设备,吊装孔尺寸一般按主轴装置外形尺寸考虑,除此还可采用塔外吊装方法。各种提升机井塔的起重吊装能力见表1-7-18。起重机的规格见表1-7-17。

上海起重运输机械厂生产的桥式起重机规格

表 1-7-17

序号	起重量(t)		起升高度(m)		电动机规格					
	主钩	副钩	主钩	副钩	主起升满载		主起升空载		副起升	
					型号	功率(kW)	型号	功率(kW)	型号	功率(kW)
1	10		60		JDO ₂ -1802M-12	6.5	JDO ₂ -1802M-12	6.5		
2	20	5	60	24	JZR ₂ -42-8	16	JO ₂ -32-8	4	JZR ₂ -42-8	16
3	30	5	60	24	JZR ₂ -52-8	23.5	JZ12-6	4.2	JZR ₂ -41-8	13.2

序 号	电 动 机 规 格				最大宽度 (m)	最小限高 (m)	跨 度 (m)	钢 轨 (kg/m)	轮 压 (kN)	总质量 (t)
	小 车		大 车							
	型 号	功 率 (kW)	型 号	功 率 (kW)						
1	JO ₁ -801-6	0.55	JO ₂ -802-6	0.75	6	1.885	10.5	24	104	12
2	JZR ₂ -11-6	2.2	JZ ₂ -11-6	2.2	5.6	2.365	13.5	38	178	23
3	JZR ₂ -11-6	2.2	JZR ₂ -21-6	6.5	6.26	2.76	10.5 13.5	43 50	250 264	29.5

起重吊装能力

表 1-7-18

提升机规格	1.85×4 2×4 2.25×4	2.6×4	2.8×6 3.25×4	3.25×6 3.5×6 4×4 4×6
起重量(t)	10	15~16	20	30

主井井口层设有物料转载设施, 为安装提升装置及提升容器, 在井口层应留有安装孔。副井井口层设有换车设备、总信号室及候罐室等。

井塔中间各层设有导向轮、电气设施、液压站、通风设施以及仓库和检修间等。为减少噪音, 通风机应远离提升机层。为防止灰尘污染提升机间, 在导向轮层的绳孔处应采取密封装置。在井塔内各层构筑物与运动的提升容器之间的最小间隙不应小于100mm。

7.3.2 井塔竖向布置

竖向布置主要根据提升装置、制动罐道设施、电气设备和重物吊装方法来考虑。

井塔高度包括有提升容器的正常停止位置、提升容器过卷(缓冲制动装置)高度、提升机和导向轮的配置高度所组成, 见图1-7-2。

提升机主轴中心的高度 H_j (m),

$$H_j = h + h_r + h_g + h_d + h_i \quad (1-7-21)$$

式中 h ——当罐笼提升时为井口至上部受车场轨面的高度, 当上部受车场为井口地面时 $h=0$, 当箕斗提升时为井口至受矿仓顶缘的高度;

h_r ——提升容器卸载时的高度, 对箕斗提升为受矿仓上缘(包括超高间隙200mm)至箕斗检查台的高度, 对罐笼提升为上部受车场至罐笼顶盖的高度;

h_g ——自由过卷高度, 当采用楔形制动罐道时,
提升速度小于6m/s时, 应不小于6m;
提升速度大于6m/s时, 应不小于最大速度值,
提升速度大于10m/s时, 应不小于10m;
若采用缓冲制动装置时, 还应考虑缓冲器配置高度;

h_d ——防撞梁底面至导向轮中心的距离(若无导向轮时, 则为提升机主轴中心);

h_i ——导向轮中心至提升机中心的距离;

其中 h_d 和 h_i 按下式计算:

$$h_d \geq h_i + 0.75 R_d \quad (1-7-22)$$

$$h_i = \frac{D_j - S}{\sin \theta} \cos \theta \quad (1-7-23)$$

式中 S ——提升容器中心距, m;

h_i ——提升容器顶盖至连接装置上缘的高度, m;

R_d ——导向轮半径, m;

导向轮的偏导角 θ 按下式计算:

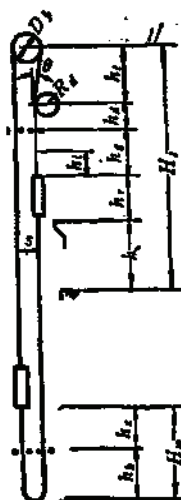
$$\theta = \sin^{-1} \frac{0.5 D_j + R_d}{\sqrt{h_i^2 + (S + R_d - 0.5 D_j)^2}} - \tan^{-1} \frac{S + R_d - 0.5 D_j}{h_i} \quad (1-7-24)$$

式中 D_j ——提升机主导轮直径, m;

图 1-7-2 塔式多绳提升系统计算简图

除此还要考虑车衬装置、防滑信号装置的位置;

如提升容器下面吊运最大件时, 要留有装卸所需的高度。



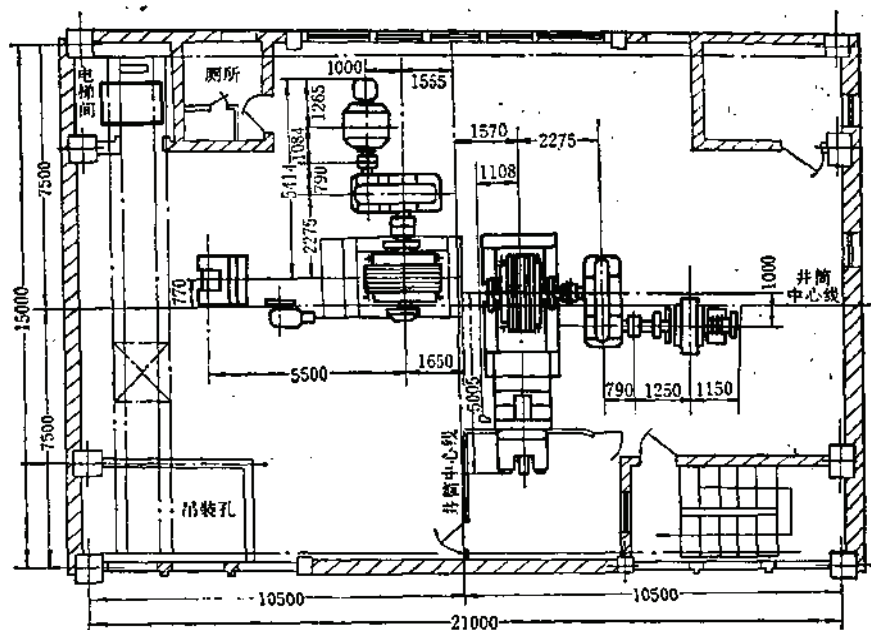


图 1-7-4 2台 $\phi 2250 \times 4$ 提升机平面图

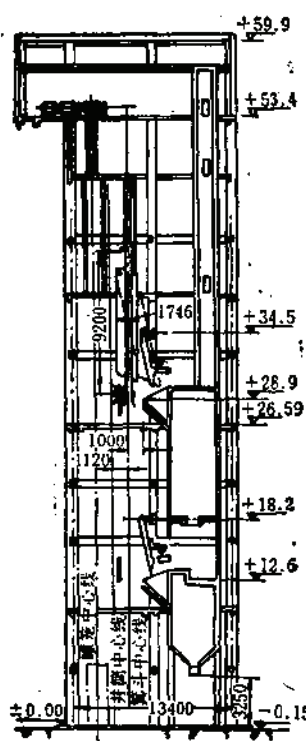


图 1-7-5 $\phi 2000 \times 6$ 和 $\phi 1750 \times 4$ 提升机布置图

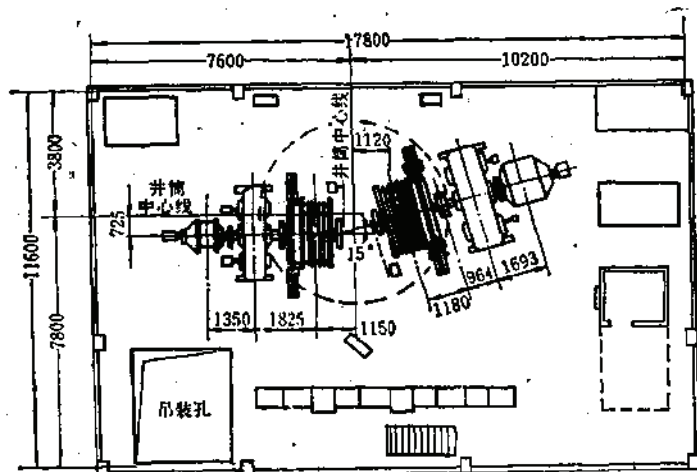


图 1-7-6 $\phi 2000 \times 6$ 和 $\phi 1750 \times 4$ 提升机平面图

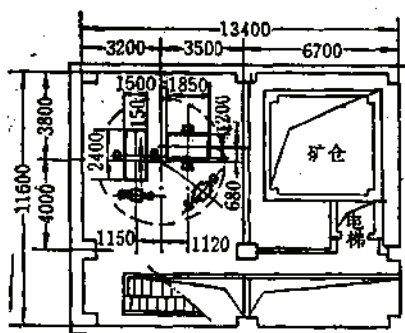
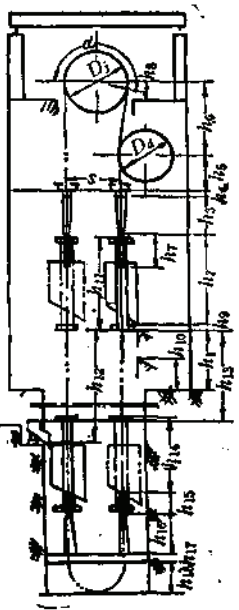


图 1-7-7 $\phi 2000 \times 6$ 和 $\phi 1750 \times 4$ 提升机受矿间平面图

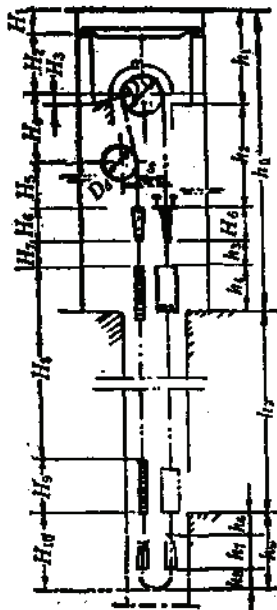
多绳箕斗提升系统尺寸表

表 1-7-19

系 统 图	矿山名称		梅山铁矿	凡口铅锌矿	凤凰山铜矿	红透山铜矿	折腰山铜矿
	箕斗	型 式	底卸式	底卸式	底卸式	翻 转 式	底卸式
		载重 t	26	5	10.5	2.1m ³	10.5
	D_1		3000	2250	2000	2250	2800
	D_2		—	2000	—	2000	2500
	a		180°	187°46'	180°	190°9'	189°6'12"
	S		3000	1750	2000	1600	1800
	h_1		23500	27220	23900	13600	18360
	h_2		14300	6718	12000	$h_2 + h_3 = 9618$	8170
	h_3		5000	5520	5000	4660	8500
	h_4		4000	400	900	600	600
	h_5		4870	3960	—	4715	5500
	h_6		—	3600	5835	4800	6450
	h_7		5150	8500	4200	—	1520
	h_8		1170	1160	775	1200	950
	h_9		200	1392	260	—	970
	h_{10}		—	—	12600	—	17390
	h_{11}		11800	5719	9200	5620	9140
	h_{12}		—	412330	—	—	463030
	h_{13}		292000	—	348900	205000	461285
	h_{14}		9900	—	14020	5620	7030
	h_{15}		11500	5800	1500	2085	4200
	h_{16}		—	5887	10000	4800	6320
	h_{17}		3500	783	~4000	~17730	450
	h_{18}		—	3000	—	—	2500
绞车房	长		18000	16780	17800	21000	14000
	宽		12000	15000	11600	15000	12000
井塔断面	长		12000	$\phi 10800$	13400	21000	14000
	宽		12000		11600	15000	12000
图 号			1采机7	凡口CJ-19	37701005	3440151	001深0190
资 料 来 源			鞍山黑色冶金矿山设计研究院	长沙有色冶金设计研究院	北京有色冶金设计研究院总院	北京有色冶金设计研究院总院	兰州有色冶金设计研究院

多绳罐笼提升系统尺寸表

表 1-7-20

系 统 图	符 号	红透山铜矿	桦树沟铁矿	凤凰山铜矿	凡口铅锌矿	折腰山铜矿
	D_1	2250	1750	1750	2250	2800
	D_2	2000	—	—	2000	2500
	α	190°57'	180°	180°	—	190°29'49"
	S	1380	1750	1750	1648	1650
	H_1	3000	—	—	—	2860
	H_2	6300	5125	—	—	7050
	H_3	1200	875	775	1060	950
	H_4	4800	—	—	3600	6450
	H_5	21470	—	5935	3460	7200
	H_6	5370	$H_6+h_3=7000$	4000	4540	9000
	H_7	2830	—	—	—	—
	H_8	214633	—	—	—	383220
	H_9	3400	5900	6276	—	6300
	H_{10}	12757	—	—	—	14650
	h_1	46000	~74940	—	—	36460
	h_2	10500	~7500	—	—	10860
	h_3	25070	50215	—	6000	12500
	h_4	2520	—	31240	—	4100
	h_5	2640	11900	6000	—	6193
	h_6	12757	—	—	—	19260
	h_7	2147	3300	—	—	300
	h_8	4370	3750	—	3500	15310
	h_9	6240	—	—	—	3650
	h_{10}	215603	420000	320000	412330	388220
	绞车房	长 21000 宽 15000	15000 6500	17800 11600	$\phi 12000$	18000 15000
	井塔断面	长 21000 宽 15000	$\phi 2500$ 育井	13400 11600	—	18000 15000
	图 号	3440151	63采机50	37701005	凡口CJ-13	001深0191
	资料来源	北京有色冶金设计研究总院	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	北京有色冶金设计研究总院	长沙有色冶金设计研究院	兰州有色冶金设计研究院

7.3.3 井塔特殊载荷

特殊载荷是提升容器在井筒中突然卡住或过卷而引起的事故载荷。对此目前国内尚无统一的规范，故暂取：

事故载荷：作用于提升机主梁的事故载荷为 $1.5nQ_0$ 。

过卷载荷：提升容器上过卷或下过卷时，作用于二根防撞梁的载荷为 $4g(Q+Q_0)$ 。

井塔各层楼板活载荷参见表1-7-21选取。

楼 板 活 载 荷 表 1-7-21

	楼 层 名 称	提升机直径 (m)	楼板活载荷 (kN/m ²)
1	提升机层	≤2.25	10
		2.8~3.25	15
		3.5~4	20
2	导向轮层		6
3	机电设备层 井口层		10
4	其 他		4

7.3.4 井 离 配 置

井底最低阶段水平(或箕斗装载站)至尾绳环下端的高度 H_w (m):

$$H_w = h_a + h_b \quad (1-7-26)$$

式中 h_a ——最低阶段水平(或箕斗装载站)至防撞梁的高度,即过卷距离, m;

$h_b = (2 \sim 2.5)S + 0.5$ ——防撞梁至尾绳环下缘的高度, m。

尾绳环下端至井窝水面或井底粉矿仓顶的距离应不小于5m。

7.4 多绳提升速度图和力图计算

7.4.1 罐 笼 提 升

7.4.1.1 速度图的计算

由于罐笼对停止位置的准确性要求较高,因而在减速停车之前需要有个爬行段,加速

罐笼三阶段速度图计算 表 1-7-22

序号	计 算 项 目	公式、符号	
		双 罐 笼	单罐笼配平衡锤
1	加 速 度 (m/s ²)	a_1	a_1
2	减 速 度 (m/s ²)	a_2	a_2
3	加速运行时间 (s)	$t_1 = \frac{v}{a_1}$	$t_1 = \frac{v}{a_1}$
4	减速运行时间 (s)	$t_2 = \frac{v}{a_2}$	$t_2 = \frac{v}{a_2}$
5	加速运行距离 (m)	$h_1 = \frac{1}{2} v t_1$	$h_1 = \frac{1}{2} v t_1$
6	减速运行距离 (m)	$h_2 = \frac{1}{2} v t_2$	$h_2 = \frac{1}{2} v t_2$
7	等速运行距离 (m)	$h_3 = H - h_1 - h_2$	$h_3 = H - h_1 - h_2$
8	等速运行时间 (s)	$t_3 = \frac{h_3}{v}$	$t_3 = \frac{h_3}{v}$
9	一次提升运行时间 (s)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3$	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3$
10	两次提升间的停歇时间 (s)	θ	θ
11	一次提升全时间 (s)	$T = T_1 + \theta$	$T = 2(T_1 + \theta)$
12	每小时提升次数	$n_s = \frac{3600}{T}$	$n_s = \frac{3600}{T}$

可采用一个加速度,无论手动操纵、半自动操纵或自动控制,都将是五阶段速度图。但在工程设计中,常视为三阶段速度图,其爬行时间计入休止时间内,见图1-7-8。其计算见表1-7-22。

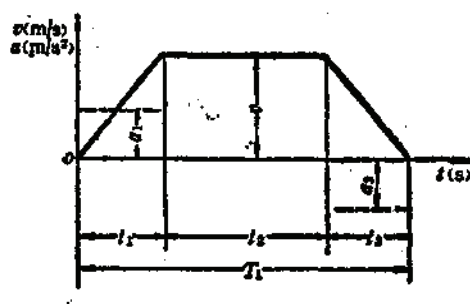


图 1-7-8 罐笼提升三阶段速度图

7.4.1.2 力图的计算

提升系统的力图计算见表1-7-23,按等重尾绳考虑,其平衡尾绳可稍大于首绳的质量,一般不超过3%,对电动机起动有利,对提升动力计算影响不大,可按等重简化计算。

落地式多绳提升的力图计算,除增加钢绳弦长和导向轮组的变位质量外,其余各项计算与塔式多绳提升相同。

罐笼三阶段速度图提升时的力图计算

表 1-7-23

序号	计 算 项 目	公 式、 符 号	
		双 罐 笼	单罐笼配平衡锤
—	变位质量		
1	有效装载量 (kg)	Q	Q
2	罐笼质量 (kg)	$2Q_0$	Q_0
3	矿车质量 (kg)	$2q_0$	q_0
4	平衡锤质量(kg)		Q_0
5	全部首绳质量(kg)	$m_p = n p H_0$	$m_p = n p H_0$
6	全部尾绳质量(kg)	$m_q = n' q H_0$	$m_q = n' q H_0$
7	提升机转动部分变位质量(包括提升机、减速机导向轮)(kg)	m_j	m_j
8	电动机转动部分变位质量(kg)	$m_d = \frac{[GD^2]^2}{gD}$	$m_d = \frac{[GD^2]^2}{gD}$
9	电动机转子飞轮力矩(Nm ²)	$[GD^2]$	$[GD^2]$
10	变位质量总和(kg)	$\Sigma M = Q + 2Q_0 + 2q_0 + m_p + m_q + m_j + m_d$	$\Sigma M = Q + Q_0 + q_0 + Q_0 + m_p + m_q + m_j + m_d$
二	提升动力(N)		
1	t_1 阶 段	$F_1 = F'_1 - KQ_0 + \Sigma M a_1$	$F_1 = F'_1 - K(S_1 - S_2) \textcircled{1} + \Sigma M a_1$
2	t_2 阶 段	$F_2 = F'_2 = KQ_0$	$F_2 = F'_2 = K(S_1 - S_2)$
3	t_3 阶 段	$F_3 = F'_3 = KQ_0 - \Sigma M a_3$	$F_3 = F'_3 = K(S_1 - S_2) - \Sigma M a_3$
4	提升系统的等效力(N)	$F_x = \sqrt{\frac{\Sigma F_i^2}{T_x}}$ $\Sigma F_i^2 = F_1^2 t_1 + F_2^2 t_2 + F_3^2 t_3$	$F_x = \sqrt{\frac{\Sigma F_i^2}{T_x}}$ $\Sigma F_i^2 = F_1^2 t_1 + F_2^2 t_2 + F_3^2 t_3 \textcircled{1}$
5	等效时间(s)	$T_x = \frac{1}{2}(t_1 + t_2) + t_3 + \frac{1}{3} \theta \textcircled{2}$	$T_x = \frac{1}{2}(t_1 + t_2) + t_3 + \frac{1}{3} \theta \textcircled{2}$

注: ①当减速段 F_2 、 F'_2 为负值, 利用机械闸制动时, 则 F_2 不计入(参见第六章)。

②对于具有单独通风装置的电动机, $T_x = T_1 + \theta$ 。

③式中 $S_1 - S_2$ 还应按提升平衡锤和下放空罐笼的工况校核。

7.4.2 箕斗提升

7.4.2.1 速度图的计算

采用固定曲轨卸载时, 箕斗脱离曲轨时的速度不超过 1.5m/s, 箕斗脱离曲轨后可采用较大的速度。在减速阶段箕斗爬行进入曲轨, 然后停车, 这样可避免箕斗对曲轨的冲击, 并能准确停车, 故按六阶段速度图计算, 如图 1-7-10。对于气缸带动的活动直轨卸载, 由于卸载直轨较短, 加速段可采用同一个加速度, 则速度图变为五阶段速度图, 见图 1-7-9, 五阶段速度图计算见表 1-7-24。六阶段速度图计算见表 1-7-25。

7.4.2.2 力图的计算

提升系统的力图计算见表 1-7-26 及表 1-7-27, 按等重平衡绳考虑。

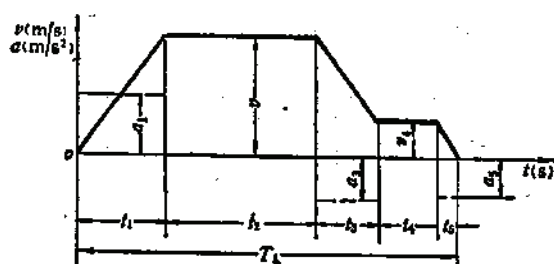


图 1-7-9 箕斗提升五阶段图

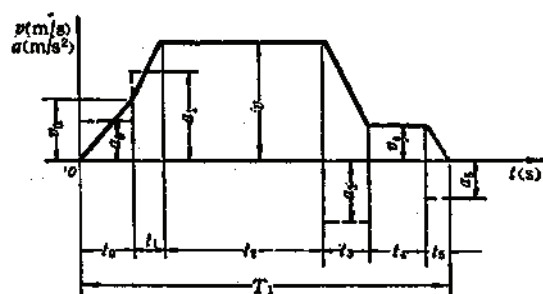


图 1-7-10 箕斗提升六阶段速度图

箕斗五阶段速度图计算

表 1-7-24

序号	计 算 项 目	公 式、符 号	
		双 箕 斗	单箕斗配平衡锤
1	加 速 度(m/s²)	a_1	a_1
2	加速时间(s)	$t_1 = \frac{v}{a_1}$	$t_1 = \frac{v}{a_1}$
3	加速运行距离(m)	$h_1 = \frac{1}{2} v t_1$	$h_1 = \frac{1}{2} v t_1$
4	减 速 度(m/s²)	a_2	a_2
5	减速时间(s)	$t_2 = \frac{v - v_4}{a_2}$	$t_2 = \frac{v - v_4}{a_2}$
6	减速运行距离(m)	$h_2 = \frac{1}{2} (v + v_4) t_2$	$h_2 = \frac{1}{2} (v + v_4) t_2$
7	爬行速度(m/s)	v_4	v_4
8	爬行距离(m)	h_4	h_4
9	爬行时间(s)	$t_4 = \frac{h_4}{v_4}$	$t_4 = \frac{h_4}{v_4}$
10	制动减速度(m/s²)	a_3	a_3
11	制动减速时间(s)	$t_3 = \frac{v_4}{a_3}$	$t_3 = \frac{v_4}{a_3}$
12	制动运行距离(m)	$h_3 = \frac{1}{2} v_4 t_3 = \frac{1}{2} a_3 t_3^2$	$h_3 = \frac{1}{2} v_4 t_3 = \frac{1}{2} a_3 t_3^2$
13	等速运行距离(m)	$h_5 = H - h_1 - h_2 - h_4 - h_3$	$h_5 = H - h_1 - h_2 - h_4 - h_3$
14	等速运行时间(s)	$t_5 = \frac{h_5}{v}$	$t_5 = \frac{h_5}{v}$
15	一次提升运行时间(s)	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$	$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$
16	两次提升间的停歇时间(s)	θ	θ
17	一次提升时间(s)	$T = T_1 + \theta$	$T = 2(T_1 + \theta)$
18	每小时提升次数	$n_s = \frac{3600}{T}$	$n_s = \frac{3600}{T}$

7.4.3 电动机功率及耗电量计算

7.4.3.1 电动机功率计算

电动机等效功率 N_e (kW),

$$N_e = \frac{F_s v}{1000 \eta} \quad (1-7-27)$$

箕斗六阶段速度图计算

表 1-7-25

序号	计 算 项 目	公 式、 符 号	
		双 箕 斗	单箕斗配平衡锤
1	箕斗卸载过程斗框运行距离(m)	h_0	h_0
2	空箕斗脱离曲轨时的速度(m/s)	v_0	v_0
3	空箕斗在曲轨上的运行时间(s)	$t_0 = \frac{2h_0}{v_0}$	$t_0 = \frac{2h_0}{v_0}$
4	空箕斗在曲轨上的加速度(m/s ²)	$a_0 = \frac{v_0}{t_0}$	$a_0 = \frac{v_0}{t_0}$
5	空箕斗脱离曲轨后的加速度(m/s ²)	a_1	a_1
6	加速运行时间(s)	$t_1 = \frac{v - v_0}{a_1}$	$t_1 = \frac{v - v_0}{a_1}$
7	加速运行距离(m)	$h_1 = \frac{1}{2}(v + v_0)t_1$	$h_1 = \frac{1}{2}(v - v_0)t_1$
8	重箕斗进入曲轨前的减速度(m/s ²)	a_2	a_2
9	减速时间(s)	$t_2 = \frac{v - v_1}{a_2}$	$t_2 = \frac{v - v_1}{a_2}$
10	减速运行距离(m)	$h_2 = \frac{1}{2}(v + v_1)t_2$	$h_2 = \frac{1}{2}(v + v_1)t_2$
11	重箕斗进入曲轨的爬行速度(m/s)	v_1	v_1
12	爬行时间(s)	$t_3 = \frac{h_3}{v_1}$	$t_3 = \frac{h_3}{v_1}$
13	爬行距离(m)	$h_3 = h_4 - h_5$	$h_3 = h_4 - h_5$
14	制动减速度(m/s ²)	a_3	a_3
15	制动减速时间(s)	$t_4 = \frac{v_1}{a_3}$	$t_4 = \frac{v_1}{a_3}$
16	制动减速距离(m)	$h_4 = \frac{1}{2}v_1t_4 = \frac{1}{2}a_3t_4^2$	$h_4 = \frac{1}{2}v_1t_4 = \frac{1}{2}a_3t_4^2$
17	等速运行距离(m)	$h_5 = H - h_0 - h_1 - h_2 - h_3 - h_4$ $= H - 2h_0 - h_1 - h_2$	$h_5 = H - h_0 - h_1 - h_2 - h_3 - h_4$ $= H - 2h_0 - h_1 - h_2$
18	等速运行时间(s)	$t_5 = \frac{h_5}{v}$	$t_5 = \frac{h_5}{v}$
19	一次提升运行时间(s)	$T_1 = t_0 + t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$	$T_1 = t_0 + t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$
20	两次提升的停歇时间(s)	θ	θ
21	一次提升全时间(s)	$T = T_1 + \theta$	$T = 2(T_1 + \theta)$
22	每小时提升次数	$n_s = \frac{3600}{T}$	$n_s = \frac{3600}{T}$

箕斗按五阶段速度图提升时的力图计算

表 1-7-28

序号	项 目	公 式、 符 号	
		双 箕 斗	单箕斗配平衡锤
—	变位质量		
1	有效装载量(kg)	Q	Q
2	箕斗质量(kg)	$2Q_j$	Q_j
3	平衡锤质量(kg)		Q_j
4	全部首绳质量(kg)	$m_p = n p H_0$	$m_p = n p H_0$
5	全部尾绳质量(kg)	$m_q = n' q H_0$	$m_q = n' q H_0$
6	提升机转动部分变位质量(kg) (包括提升机减速机、导向轮)	m_j	m_j

续表

序号	项 目	公 式、符 号	
		双 箕 斗	单箕斗配平衡锤
7	电动机转动部分变位质量(kg)	$m_d = \frac{[GD^2]t^2}{gD^2}$	$m_d = \frac{[GD^2]t^2}{gD^2}$
8	变位质量总和(kg)	$\Sigma M = Q + 2Q_j + m_p + m_d + m_j + m_d$	$\Sigma M = Q + Q_j + Q_c + m_p + m_d + m_j + m_d$
二	提升动力(N)		
1	t_1 阶段(N)	$F_1 = F'_1 = KQg + \Sigma Ma_1$	$F_1 = F'_1 = K(S_1 - S_2) + \Sigma Ma_1$
2	t_2 阶段(N)	$F_2 = F'_2 = KQg$	$F_2 = F'_2 = K(S_1 - S_2)$
3	t_3 阶段(N)	$F_3 = F'_3 = KQg - \Sigma Ma_3$	$F_3 = F'_3 = K(S_1 - S_2) - \Sigma Ma_3$
4	t_4 阶段(N)	$F_4 = F'_4 = KQg$	$F_4 = F'_4 = K(S_1 - S_2)$
5	t_5 阶段(N)	$F_5 = F'_5 = KQg - \Sigma Ma_5$	$F_5 = F'_5 = K(S_1 - S_2) - \Sigma Ma_5$
6	提升系统的等效力(N)	$F_x = \sqrt{\frac{\Sigma F_i^2 t_i}{T_x}}$ $\Sigma F_i^2 t_i = F_1^2 t_1 + F_2^2 t_2 + F_3^2 t_3 + F_4^2 t_4 + F_5^2 t_5$ ①	$F_x = \sqrt{\frac{\Sigma F_i^2 t_i}{T_x}}$ $\Sigma F_i^2 t_i = F_1^2 t_1 + F_2^2 t_2 + F_3^2 t_3 + F_4^2 t_4 + F_5^2 t_5$ ①
7	等效时间(s)	$T_x = \frac{1}{2}(t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5) + t_6 + \frac{1}{3}\theta$ ②	$T_x = \frac{1}{2}(t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5) + t_6 + \frac{1}{3}\theta$ ②

注：①当 F_3 、 F_5 为负值，利用机械闸制动时，则 $(F_3^2 t_3)$ 、 $(F_5^2 t_5)$ 和 $(F_3^2 t_3)$ 均不计入式中。

②对于具有单独通风装置的电动机， $T = T_1 + \theta$ 。

箕斗按六阶段速度图提升时的力图计算

表 1-7-27

序号	项 目	公 式、符 号	
		双 箕 斗	单箕斗配平衡锤
一	变位质量 (同五阶段速度图箕斗提升计算)		
二	提升动力		
1	t_1 阶段 (N)	$F_1 = F'_1 = KQg + \Sigma Ma_1$	$F_1 = F'_1 = K(S_1 - S_2) + \Sigma Ma_1$
2	t_2 阶段 (N)	$F_2 = F'_2 = KQg + \Sigma Ma_1$	$F_2 = F'_2 = K(S_1 - S_2) + \Sigma Ma_1$
3	t_3 阶段 (N)	$F_3 = F'_3 = KQg$	$F_3 = F'_3 = K(S_1 - S_2)$
4	t_4 阶段 (N)	$F_4 = F'_4 = KQg - \Sigma Ma_4$	$F_4 = F'_4 = K(S_1 - S_2) - \Sigma Ma_4$
5	t_5 阶段 (N)	$F_5 = F'_5 = KQg$	$F_5 = F'_5 = K(S_1 - S_2)$
6	t_6 阶段 (N)	$F_6 = F'_6 = KQg - \Sigma Ma_6$	$F_6 = F'_6 = K(S_1 - S_2) - \Sigma Ma_6$
7	提升系统的等效力(N)	$F_x = \sqrt{\frac{\Sigma F_i^2 t_i}{T_x}}$ $\Sigma F_i^2 t_i = F_1^2 t_1 + F_2^2 t_2 + F_3^2 t_3 + F_4^2 t_4 + F_5^2 t_5 + F_6^2 t_6$ ①	$F_x = \sqrt{\frac{\Sigma F_i^2 t_i}{T_x}}$ $\Sigma F_i^2 t_i = F_1^2 t_1 + F_2^2 t_2 + F_3^2 t_3 + F_4^2 t_4 + F_5^2 t_5 + F_6^2 t_6$ ①
8	等效时间 (s)	$T_x = \frac{1}{2}(t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5) + t_6 + \frac{\theta}{3}$ ②	$T_x = \frac{1}{2}(t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5) + t_6 + \frac{\theta}{3}$ ②

注：①当 F_3 、 F_5 为负值时，同五阶段速度图箕斗提升计算。

②同五阶段速度图箕斗提升计算。

式中 η ——传动效率。滚动轴承的减速器 $\eta \approx 0.93$, 直联(无减速器)传动 $\eta = 0.98$ 。

所选用的电动机额定功率 N_e 应稍大于 N , 并按所选用的电动机额定参数校核电动机的过载能力。

电动机的额定力 F_e (N);

$$\text{提升重物时} \quad F_e = \frac{1000 N_e \eta}{v} \quad (1-7-28)$$

$$\text{下放重物时} \quad F_e = \frac{1000 N_e}{v \eta} \quad (1-7-29)$$

按力图中最大动力 $F_{\max}$ 进行校核过载能力;

$$\lambda' = \frac{F_{\max}}{F_e} < 0.85 \lambda \quad (1-7-30)$$

式中 λ ——电动机过载系数, 可从电动机样本中查得。

对于罐笼提升装置, 还应按升降设备的情况校核电动机的过载。

双罐笼提升装置:

$$N_e = \frac{K Q_1 g v}{1000 \eta} \quad (1-7-31)$$

单罐配平衡锤的提升装置:

$$N_e = \frac{K (Q_1 + Q_2 - Q_3) g v}{1000 \eta} \quad (1-7-32)$$

式中 N_e ——升降设备时所需的功率, kW;

Q_1 ——最重设备的质量, kg;

升降设备时, 电动机的过载系数:

$$\lambda' = \frac{N_e}{N_e} < 0.9 \lambda \quad (1-7-33)$$

7.4.3.2 耗电量计算

对于双容器提升装置, 每次提升的电耗 W (kWh),

$$W = \frac{\sum F_i t_i v}{1000 \times 3600 \eta_m \eta_e} \quad (1-7-34)$$

对于单容器提升装置, 每次提升的电耗 W (kWh),

$$W = \frac{2 \sum F_i t_i v}{1000 \times 3600 \eta_m \eta_e} \quad (1-7-35)$$

式中 η_m ——电动机效率;

η_e ——供电网络效率, 取 0.95;

$\sum F_i t_i = F_1 t_1 + F_2 t_2 + F_3 t_3$ (三阶段速度图罐笼提升), 当 F_i 为负值, 且利用机械闸制动时, 则 $F_i t_i$ 应从式中取消;

$\sum F_i t_i = F_1 t_1 + F_2 t_2 + F_3 t_3 + F_4 t_4 + F_5 t_5$ (五阶段速度图箕斗提升);

$\sum F_i t_i = F_0 t_0 + F_1 t_1 + F_2 t_2 + F_3 t_3 + F_4 t_4 + F_5 t_5$ (六阶段速度图箕斗提升);

当 F_i 、 F_j 为负值, 且利用机械闸制动时, 则 $F_i t_i$ 和 $F_j t_j$ 均不计入式中。

提升装置的年电能消耗量 W_N (kWh),

$$W_N = 1.05 \frac{1000W}{Q} A_N = W_t A_N \quad (1-7-35)$$

式中 A_N ——年提升量, t;

$W_t = 1.05 \frac{1000W}{Q}$ ——每吨提升量的电耗, kWh/t;

1.05——提升附属设备耗电系数。

7.5 箕斗装卸设施

多绳底卸式箕斗多用计重漏斗装矿, 允许装载矿岩块度不大于350mm, 可定点装矿或多点装矿。翻转式箕斗可用计容漏斗和定点装矿, 其允许块度为400~500mm。

7.5.1 装矿设施

当矿井设有坑内破碎系统, 多用振动给矿机或板式给矿机, 经带式输送机运至计量漏斗, 然后经计量漏斗装入箕斗。

无坑内破碎系统则矿岩从溜井经板式或振动给矿机、或闸门溜入计量漏斗, 装入箕斗。

多点装矿时, 箕斗装载处的支撑装置为风动传动, 当在该处装矿时支撑装置旋转至工作位置。并与提升装置的电动机连锁控制。底卸式箕斗计量装置规格见表1-7-28, 其配置实例见图1-7-11~图1-7-13。

底卸式箕斗计量装置系列

表 1-7-28

型 号	容积 (m ³)	外形尺寸 (mm)			入料口 (mm)		出料口 (mm)		测力 装置 (kN)	闸门气缸 (mm)		溜嘴气缸 (mm)		总质量 (t)	图 号
		长	宽	高	长	宽	宽	高		直径	行程	直径	行程		
DJL 3.2 (7)	3.2	3128	1416	5660	1600	1250	850	950	200	250	1000	125	250	8	YJD 27
DJL 4 (8.6)	4			6260										8.3	YJD 28
DJL 5 (11)	5	3259	1416	7596	1800	1250	850	1050	300	300	1100	125	200	10.5	YJD 29
DJL 6.3(13.5)	6.3			8346										11.2	YJD 30
DJL 8(17)	8	3278	1496	7900	1910	2000	910	1100	400	300	1100	125	250	13	YJD 31
DJL 9,(19)	9			8490										13.8	YJD 32
DJL 9 ₂ (19)	9	3298	1786	7372	2000	1200	1200	1100	400	250	1200	125	250	14.8	YJD 33
DJL11,(23.5)	11			8222										16	YJD 35
DJL14(30)	14	3880	2190	9422	2000	2100	1600	1300	500	360	1500	125	300	18	YJD 36
DJL17(36)	17			9258										23.8	YJD 37

注: 设计单位——鞍山黑色冶金矿山设计研究院。

表 1-7-29

多绳箕斗用卸矿直(曲)轨规格表

名称	全长 (mm)	箕斗 载重 (kg)	超高 (mm)	卸载 距离 (mm)	曲轨规格 (mm)	活动重轨汽缸		质量 (kg)	图 号	设计 日期 (年、月)	资料 来源	使用地点
						图 号	行程 (mm)					
5t底卸式箕斗用直轨	10250	5000	—	1000	—	—	—	800	通用CJ-43160	—	①	凡口铅锌矿
8t底卸式箕斗用直轨	9220	8000	—	2878	—	—	—	809	通用CJ-549	—	①	丰山铜矿
8t底卸式箕斗用直轨	4920	8000	—	—	扁钢	900	φ350	1322	13922	71.7	②	凤凰山铜矿
10.5t底卸式箕斗用直轨	4920	10500	260	—	110×12扁钢	849	φ254	—	参27754(33.32-25)	68.12	②	大厂铜矿
16t底卸式箕斗用直轨	14950	16000	—	—	—	通用CJ-652	700	φ400	2987	—	①	金山店铁矿
16t底卸式箕斗用直轨	5200	16000	—	—	170×3000	2套118	850	φ254	2套117	71.2	③	梅山铁矿
22t底卸式箕斗用直轨	5200	22000	—	~1100	170×2450	CS1034.00.1	1168	φ400	CS1034	70.10	④	梅山铁矿
26t底卸式箕斗用直轨	5200	26000	—	—	170×3000	2套118	850	φ254	2套117	71.2	③	梅山铁矿

注: ①长沙有色冶金设计研究院; ②北京有色冶金设计研究院; ③鞍山黑色冶金矿山设计研究院; ④长沙黑色冶金矿山设计研究院。

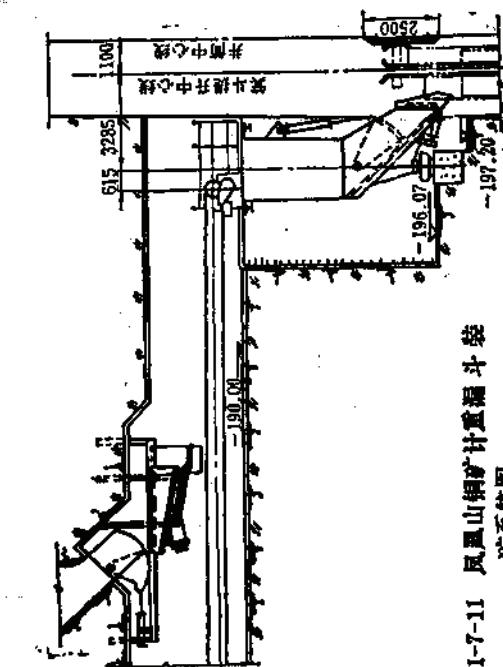


图 1-7-11 鳳凰山铜矿斗重漏斗矿系统图

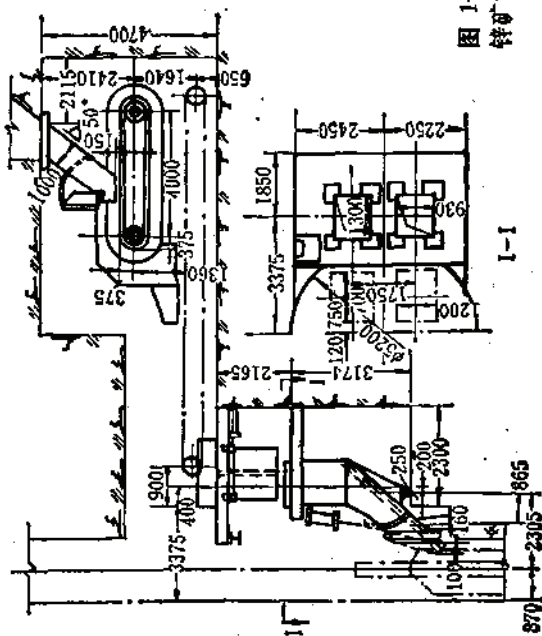


图 1-7-12 凡口铅锌矿斗重漏斗矿系统图

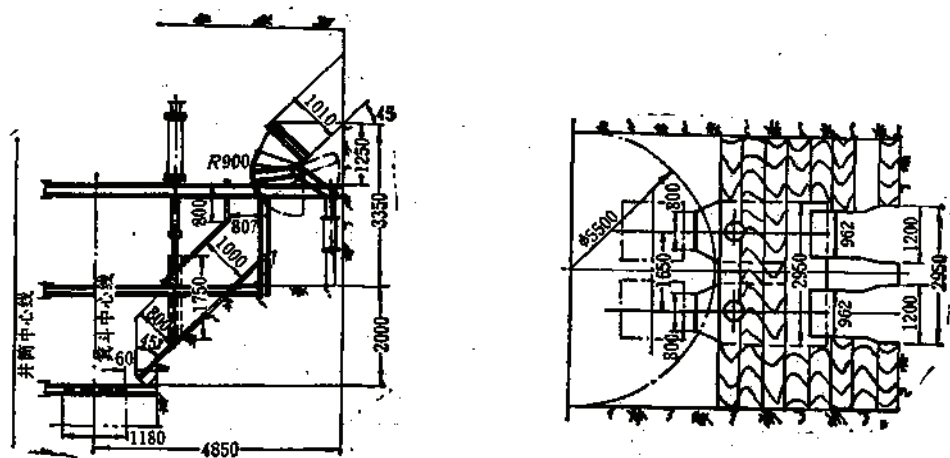


图 1-7-13 红透山铜矿计容漏斗装矿系统图

7.5.2 卸矿设施

根据底卸式箕斗的结构可以采用风动的活动直轨或固定曲轨定点卸矿，如需要多点卸矿时（如凤凰山铜矿），要在下部卸载点采用活动的卸载导轨。卸矿直轨或曲轨规格见表 1-7-29。

7.6 提升信号和保护设施

7.6.1 提升信号（参见第六章竖井单绳提升）

7.6.2 保护设施

除第六章所述内容外，多绳提升装置的保护装置还有楔形罐道和缓冲装置。

楔形罐道用于制动过卷的提升容器，楔形罐道和防撞梁安装在井塔（架）和井底。其相对的位置要求：当发生过卷时，下行的提升容器将超前同井底楔形罐道接触，使下行侧钢绳松弛，由于钢绳松弛使摩擦提升机发生滑动现象，即井底楔形罐道的楔形起点应比井塔的楔形起点提前 0.5~1.0m。

楔形罐道包括导向段和楔形段。其导向段为 2~4m，楔形段应不小于过卷高度的三分之二。其楔形段的斜度，井塔上的为 1:100，井底的为 1:80。罐道一般可用红松制作。

防撞梁设置在楔形罐道的终端，可以专设，也可以与导向轮平台或提升机主梁相结合考虑，以防提升容器过卷而楔形罐道也未能制动停止提升容器，保证提升机及其附属设备不致被损坏。井底楔形罐道如图 1-7-14，井塔的楔形罐道与井底的相类似。

但是实践表明，对于大型提升容器利用楔形罐道，常不能有效地制动和阻滞大型提升容器过卷，故发生提升容器碰撞防撞梁，造成停产事故。目前在苏联和波兰矿井又采用了缓冲制动装置，如拉杆式制动装置、钢绳制动装置液压制动装置及钢绳缓冲制动装置。

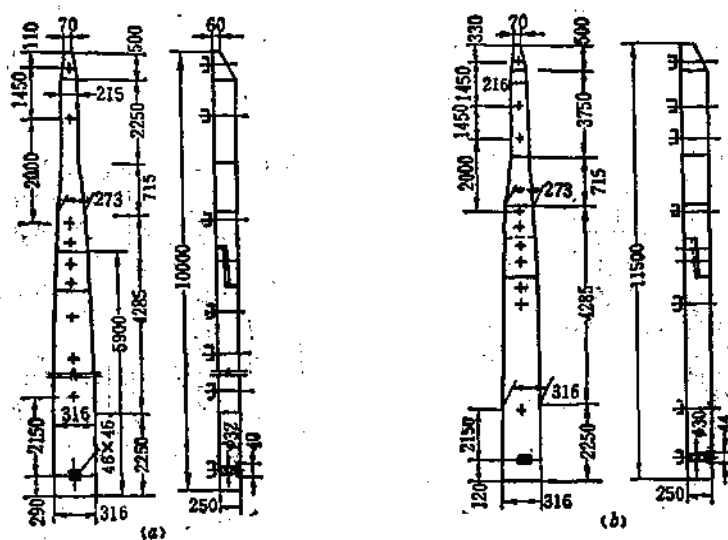


图 1-7-14 凤凰山矿井底楔形罐道
a—罐笼楔形罐道；b—箕斗楔形罐道

7.6.3 平衡尾绳的保护设施

平衡尾绳是处于井下恶劣的环境中，容易腐蚀或锈蚀，甚至发生断丝和扭结事故。尤其是提升容器处于井底时，在尾绳环的位置常发生断丝，以及平衡圆尾绳的升降产生轴向力，使圆尾绳产生旋转，以致产生扭结事故，其保护设施有：

(1) 悬挂的平衡尾绳环下端不得接触井底的粉矿堆，要留有足够的空间距离。

(2) 为防止平衡尾绳扭结，在提升容器（平衡锤）的下部尾绳连接处，应装有圆尾绳旋转装置。

(3) 在同一提升容器悬挂的平衡尾绳之间，或两个提升容器悬挂的平衡尾绳之间，均应在井底下过卷距离以下设木挡梁隔离装置。

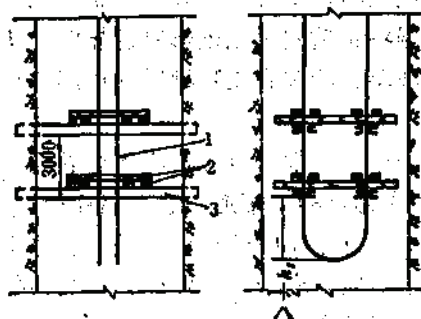


图 1-7-15 尾绳隔离装置
1—尾绳；2—方木；3—工字梁或槽钢

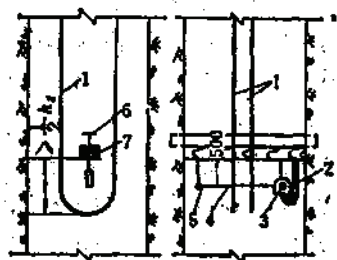


图 1-7-16 防止尾绳扭结保护装置
1—尾绳；2—电缆；3—水阀开关；4—钢丝；
5—支架；6—工字梁；7—木梁

当采用钢丝绳罐道时,井底尾绳和罐道钢丝绳之间,也同样应装设隔离保护档梁。

(4)为防止尾绳相互扭结,尚需在尾绳环上部装设监视保护装置,如图1-7-16。当尾绳扭结上升时,通过钢丝拉动水银开关(该开关的常闭接点是串联在提升机电控系统的保护回路中),使提升机的电动机立即断电,而紧急制动停车。

7.7 矿用电梯

7.7.1 井塔电梯

多绳提升机的井塔一般宜设置电梯,供井塔的值班人员及监测维护人员升降之用。除升降人员外,还应考虑升降小型设备材料和检修工具等。井塔电梯采用500公斤客货两用电梯为宜,但也可选用乘客电梯;若选用载货电梯时,应为有司机的载货电梯。

7.7.2 井下矿用电梯

当阶段高度大于50m,且该阶段开采年限较长时,可以考虑采用电梯升降人员、材料和设备等。近年来在竖井井底撒漏的粉矿清理设施中也采用电梯,将清理的粉矿装入矿车,然后由电梯提升到上一阶段水平,并且电梯还可用于升降井底装矿、破碎硐室的操作维修人员、材料和备品等。目前国内矿山井下用电梯概况如表1-7-30所示。目前矿山所使用的电梯均为城市建筑用的电梯,其电控设备性能不适于井下潮湿的环境条件,故都进行

国内部分矿山井下用电梯概况

表 1-7-30

序 号	矿 山 名 称	载 荷 (人)(kg)	速 度 (m/s)	提 升 高 度 (m)	中 间 层 站 (个)	绳 轮 直 径 (mm)	钢 绳 直 径 (mm)	钢 绳 根 数	电 机 功 率 (kW)	轿 厢 外 形 尺 寸 (mm) 深×宽×高	平 衡 器 外 形 尺 寸 (mm) 长×宽	投 产 时 间	设 计 单 位	制 造 厂
1	程潮 铁矿	6 14	500	1	70	6	522	4	7.6	1410×1250 ×2200	580 ×152	75年	长沙黑色冶金 矿山设计研究院	天津电 梯厂 沈阳电 梯厂
2	金山店 铁矿		5000	0.25	95	8	590	6	19	4000×3000 ×2400		78年	长沙黑色冶金 矿山设计研究院	上海电 梯厂
3	梅山 铁矿	19	1500	1	120	9	760	5	19	1800×2100 ×2200		75年	鞍山黑色冶金 矿山设计研究院	上海电 梯厂
			3000	0.5	88	8	760	5	19	2500×3500 ×2200		77年		
4	老厂 铁矿	10	1500	1.2	75	5	1000	4	19	1800×1150 ×2200	1500 ×250	82年	昆明有色冶金 设计研究院	重庆矿山 机械厂
5	四川石 棉矿		2500	1.5	102	4	850	8	60	2100×1700 ×2400	1334 ×240	73年	该矿与沈阳电 梯厂共同设计	
6	大姚 铜矿		1500	1	57	5	610	4	10	1300×1050 ×2075	650 ×200	79年	昆明有色冶金 设计研究院	沈阳电 梯厂
7	潭山硫 铁矿		1500	0.5	50	5		4	10	2000×1560 ×2200			南昌有色冶金 设计研究院	
8	冶山 铁矿	17	1000 2000	1	82 63	6 5	715 715	3 5	15 12	2000×2000 2000×2000		72年 83年		沈阳电 梯厂

了一些改进。如金山店铁矿井下用电梯改为手动控制；程潮铁矿井下电梯改用钢绳罐道，在各层站处加设5m木罐道，还加设了过卷楔形罐道。又如老厂锡矿的矿用电梯，其曳引轮直径为 $\phi 1000$ ，还增设盘形制动器和限速发电机，轿厢是按2号罐笼制作的，并采用光电管或光敏电阻构成的自动平层装置代替电磁铁与遮磁板的电磁感应平层装置。金山店铁矿和程潮铁矿井底撒矿回收设施也采用了井下用3t客货两用电梯，可装0.75m³翻斗车，使用效果良好。

7.7.3 电梯设施及其配置

(1) 在机房的井道范围内，应设有承载梁，以承受整个传动系统及其负载的全部荷重。在井道范围内的机房顶部，应设置起吊设备用的吊钩或起重梁；对于装载量500~3000kg的电梯，其承载应不小于20kN，对于装载量为5000kg的电梯，其承载应不小于30kN，对于速度2m/s以上的乘客电梯，其承载应不小于100kN。机房内地坪应能承受6kPa的均布载荷。

(2) 井道内不应设有其它装置或管道，井道壁应是垂直的。井道尺寸只允许正偏差。对于井道的宽度和深度的正偏差不应超过50mm，井道壁上的预留孔垂直偏差为 ± 20 mm。

(3) 乘客电梯的井道顶部和底坑，应有不小于300×600mm的通风孔，运行速度

湖南电梯厂客货两用电梯技术规格

表 1-7-31

型 号	载 荷 (kg)	速 度 (m/s)	拖动方式	电机容量 (kW)	操纵方式
JKH05-0.5	500	0.5	交流双速	6.4	按钮
J H05-0.25	500	0.25	交流双速	4.0	按钮
JKH10-0.5	1000	0.5	交流双速	7.5	按钮
J H10-0.25	1000	0.25	交流双速	7.5	按钮
JKH15-0.5	1500	0.5	交流双速	11.2	按钮
J H15-0.25	1500	0.25	交流双速	7.5	按钮
JKH20-0.5	2000	0.5	交流双速	11.2	按钮
JKH20-0.25	2000	0.25	交流双速	7.5	按钮
JKH30-0.5	3000	0.5	交流双速	15.0	按钮
JKH30-0.25	3000	0.25	交流双速	11.2	按钮
JKH50-0.25	5000	0.25	交流双速	19.0	按钮

注：适用于井塔或井下阶段。

重庆矿山机器厂TKJ矿用电梯系列参数

表 1-7-32

型 号	额定载荷 (kg)	提升速度 (m/s)	钢丝绳数及直径 (根×mm)	曳引轮直径 (mm)	曳引方式	最大提升高度 (m)
TKJ-1	1000	1~3.5	2×15	800	复绕1:1曳引	200
TKJ-1.5	1500	1~3.5	4×15	800		200
TKJ-2	2000	1~3.5	4×15	800		200
TKJ-3	3000	1~3.5	4×19.5	1000		200
TKJ-4	4000	1~3.5	4×19.5	1000		200
TKJ-5	5000	1~3.5	6×19.5	1000		200
TKJ-6	6000	1~3.5	6×19.5	1000		200

沈阳电梯厂乘客电梯、矿井电梯技术规格

表 1-7-33

型 号	载 荷		速 度 (m/s)	拖动方式	电动机容量 (kW)	操纵方式
	(人)	(kg)				
TK 05	7	500	1.0	交流双速	5.5	信号或集选控制
TK 07	10	750	1.0	交流双速	7.5	信号或集选控制
TK 10	14	1000	1.0	交流双速	11	信号或集选控制
TK 15	21	1500	1.0	交流双速	15	信号或集选控制
TJ 15 (矿井)		1500	1.75	机组供电	22	按钮控制

上海电梯厂电梯技术规格

表 1-7-34

系列	型 号	载 荷		速 度 (m/s)	操 纵 方 式	提升 高度 (m)	停站 层数 (站)	交流电动机		备 注
		(人)	(kg)					功率 (kW)	转速 (r/min)	
KT- 500	K05A—KPM	7	500	0.5	手开自平自动门	≤45	≤14	6.4	<u>1000</u> 250	
	K05B—KPM			1	手开自平自动门	≤45	≤14			
KT- 1000	K10A—KPM	14	1000	1	手开自平自动门	≤45	≤14	11.2	<u>1000</u> 250	
	K10C—APM			0.5	轿内按钮自平自动门	≤25	≤7	7.5		
	K10D—KPM			1	手开自平自动门	≤45	≤14	11.2		
	K10F—APM			0.5	轿内按钮自平自动门	≤25	≤7	7.5		
HT- 500	H05A—KP		500	0.5	手开自平	≤45	≤14	6.4	<u>1000</u> 250	
	H05B—KP			1	手开自平	≤45	≤14			
	H05C—AP			0.5	轿内按钮自平	≤25	≤7			
	H05D—DP			0.5	内外按钮自平	≤25	≤7			
HT- 1000	H10A—KP		1000	0.5	手开自平	≤45	≤14	7.5	<u>1000</u> 250	
	H10B—AP			0.5	轿内按钮自平	≤25	≤7			
	H10D—KP			0.25	手开自平	≤45	≤14	6.4		
	H10E—AP			0.25	轿内按钮自平	≤25	≤7			

西安电梯厂乘客电梯技术规格

表 1-7-35

型 号	载 荷		速 度 (m/s)	拖动方式	电动机容量 (kW)	操纵方式
	(人)	(kg)				
JK500	7	500	0.5或1.0	交流拖动	6.4	轿内按钮自平层、自 动门、信号控制
JK1000	14	1000	0.5或1.0	交流拖动	7.5、10	
JK1500	21	1500	0.5或1.0	交流拖动	11、15	
ZK1000		1000	1.75	直流拖动	22	集选控制
ZK1500		1500	1.75	直流拖动		集选控制

2m/s以上的乘客电梯各层也可酌情增加通风孔。井道底坑应是防水的,或设排水设施。

(4) 机房应保持干燥,机房高度应不小于3m。

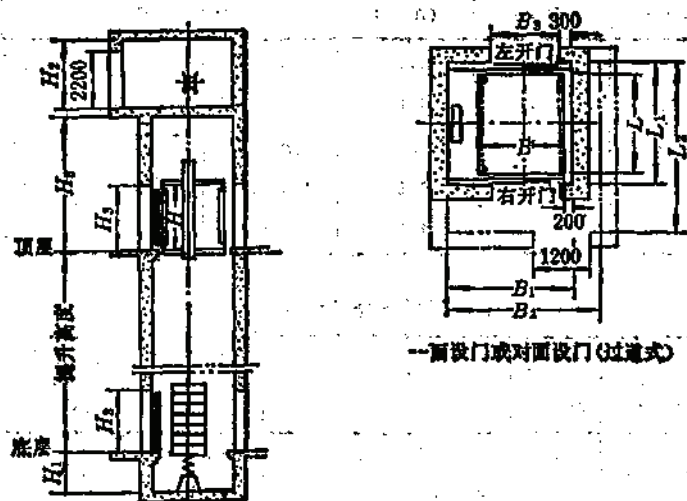


图 1-7-17 湖南电梯厂客货两用电梯配置图

注: 1. 井道各层可一面设门或对面设门, 门高 $H_2 = 2100$;
2. 顶层楼面距机房楼板高度 $H_3 = 4500$;
3. 底坑深度 $H_4 \geq 1250$ 。

湖南电梯厂客货两用电梯井道及机房尺寸

表 1-7-36

型 号	井 道 (mm)			机 房 (mm)		
	宽 B_1	深 L_1	门口宽 B_2	宽 B_1	深 L_2	高 H
JXH05-0.5	2250	1860	1180	2500	3000	3000
JH05-0.25	2250	2360	1100	2500	3000	3000
JKH10-0.5	2250	2360	1100	2800	3000	3000
JH10-0.25	2850	2360	1500	3200	3000	3000
JKH15-0.5	2850	2360	1600	3200	3500	3000
JH15-0.25	2850	2860	1500	3200	3500	3000
JKH20-0.5 JKH20-0.25	2900	2860	1600	3200	3500	3000
	2900	3360	1600	3200	3500	3000
	3500	2860	2000	3500	4000	3000
JKH30-0.5 JKH30-0.25	2900	3360	1600	3200	3500	3000
	3500	2860	2000	3500	4000	3000
	3500	3360	2000	3500	4000	3000
JKH50-0.25	4500	4360	2500	4800	5000	3500

湖南电梯厂客货两用电梯轿厢尺寸

表 1-7-37

型 号	宽 B (mm)	深 L (mm)	高 H (mm)
JKH05—0.5	1500	1500	2420
JH05—0.25	1500	2000	2420
JKH10—0.5	1500	2000	2420
JH10—0.25	2000	2000	2420
JKH15—0.5	2000	2000	2420
JH15—0.25	2000	2500	2420
JKH20—0.5	2000	2500	2420
JKH20—0.25	2000	3000	2420
	2500	2500	2420
JKH30—0.5	2000	3000	2420
JKH30—0.25	2500	2500	2420
	2500	3500	2420
JKH50—0.25	3500	4000	2620

电梯配置图见图1-7-17, 电梯技术规格见表1-7-31~表1-7-37。

7.8 钢 绳 罐 道

7.8.1 概 述

钢绳罐道是一种金属罐道, 沿竖井井筒敷设, 使提升容器沿罐道平稳地运动。罐道钢丝绳的上端固定在井塔(架)上, 其下端在井底以重锤拉紧。钢绳罐道在我国已获得较广泛的应用, 实践证明比较经济而又安全可靠。

钢绳罐道的优点: 使用寿命长达20余年; 易于安装和更换; 井壁上没有梁窝, 不承受提升容器运行产生的冲击载荷; 井筒通风阻力小; 施工安装时间短; 投资少; 提升容器运行平稳, 没有振动, 可以获得较大的提升速度。

钢绳罐道多用于浅井和中等深度的矿井。采用钢绳罐道时, 要注意考虑以下几点: 提升机的型式和提升钢丝绳捻向及结构; 提升容器在井筒中的位置; 罐道绳数目和布置方式; 罐道绳和防撞绳的结构、直径和拉紧力; 提升容器之间和提升容器与井筒梁窝、井壁间的距离; 罐道绳和防撞绳的固定方法及拉紧方式; 提升容器在井口、井底和中间阶段的定位和承接方法等。为减少作用在罐道上的开捻力矩, 宜选用多绳提升机, 提升钢丝绳为偶数并左右捻向相等。当选用单绳缠绕式提升机, 提升钢丝绳宜选用不旋转钢丝绳或封闭型钢丝绳。平衡尾绳也应选用不旋转型的钢丝绳, 如扁钢丝绳或多层股钢丝绳或椭圆股钢丝绳; 如采用二根平衡尾绳, 其一根应为右捻, 另一根为左捻。对单绳缠绕式提升机两根提升钢丝绳应为同捻向的。

7.8.2 钢绳罐道的布置

钢绳罐道布置主要有两种形式:

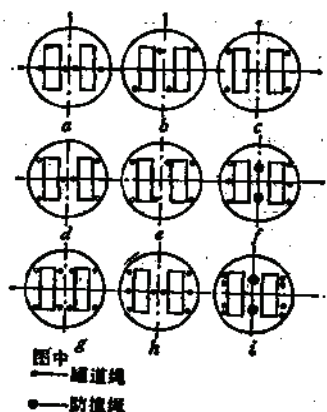


图 1-7-18 钢绳罐道典型布置图

角式布置: 罐道绳布置在提升容器的四角上;

侧式布置: 罐道绳布置在提升容器的一个侧边。

角式布置的罐道绳距提升容器的旋转中心较远, 故能承受钢绳的扭转力矩, 适于单绳提升。侧式布置有较小的外形尺寸, 适于多绳提升。钢绳罐道的几种典型布置见图1-7-18。

提升容器之间、提升容器与井壁或罐道梁之间的最小间隙应符合表1-7-38的规定; 当不能保证所要求的间隙时, 须设防撞绳, 一般采用二根。提升容器一般设2~4根罐道绳。钢绳罐道应用实例见表1-7-39。

最小间隙 (mm)

表 1-7-38

	单绳提升	多绳提升
提升容器之间	$\Delta = 250 + Q_1 \sqrt{H}$	$\Delta = 200 + Q_1 v_1$
两套提升装置的相邻提升容器之间	$\Delta = 250 + \frac{Q_1 + Q_2}{2} \sqrt{H}$	$\Delta = 200 + \frac{Q_1 v_1 + Q_2 v_2}{2}$
提升容器与井壁之间	$\delta = 0.8 \Delta$	$\delta = 0.8 \Delta$

注: 1. Δ 应不小于300mm, 而不大于700mm;

2. δ 应不小于240mm, 而不大于500mm;

3. H ——提升高度, m;

4. Q_1 、 Q_2 ——终端质量, t;

5. v_1 、 v_2 ——提升速度, m/s;

6. 煤炭安全规程规定: $\Delta = 450$ mm, $\delta = 350$ mm;

7. 苏联安全规程规定: 单绳提升

$$\Delta = 250 + 1.2 Q_1 v_1,$$

$$\text{或 } \Delta = 250 + 0.8 (Q_1 v_1 + Q_2 v_2),$$

$$\Delta \text{ 不大于 } 650 \text{ mm};$$

$$\delta \text{ 不小于 } 250 \text{ mm, 不大于 } 550 \text{ mm}.$$

多绳提升

7.8.3 罐道绳, 防撞绳及其附属装置

罐道钢绳一般选用半密封型和密封型钢绳, 其外层钢丝粗、耐磨、刚度大。罐道钢绳的安全系数不应小于6, 其钢丝抗拉强度为1180MPa, 罐道钢绳直径应不小于32mm。

防撞绳是用于防止提升容器相遇时的碰撞冲击, 其直径不应小于40mm, 其安全系数不小于5。

罐道钢绳长度按实际悬挂长度计算, 并留有20~30m窜动余量, 其窜动余量可放在井

底或井塔(架)上,但放在井底为宜,并应涂防腐保护剂,每1~2年窜动(转动)一次,每次窜动2~3m。钢绳罐道的拉紧可用井底重锤或在井架拉紧,但多采用井底重锤拉紧;当采用螺旋或液压拉紧装置时,应每天检查罐道钢绳的拉紧力。拉紧重锤的重力一般按每百米钢绳的拉紧力不小于10kN,每根罐道钢绳的刚性系数不小于500N/m。

每根罐道钢绳的刚性系数 K , (N/m),

$$K_s = \frac{4q_s}{\ln(1+\alpha)} \geq 500 \quad (1-7-37)$$

$$\alpha = \frac{q_s L}{Q_s} \quad (1-7-38)$$

式中 q_s ——罐道钢绳每米重力, N/m;

L ——罐道钢绳的悬垂长度, m;

α ——罐道钢绳重力与拉紧力之比;

Q_s ——罐道钢绳下端的拉紧力, N。

每根罐道钢绳下端的拉紧力 Q_s (N),

$$Q_s = \frac{K_s}{4} (L_0 - L) \ln \frac{L_0}{L_0 - L} \quad (1-7-39)$$

$$L_0 = \frac{\sigma}{m\gamma g} \quad (1-7-40)$$

式中 L_0 ——罐道钢绳极限悬垂长度, m;

σ ——罐道钢绳的抗拉强度, Pa;

γ ——罐道钢绳的假定密度, 平均取9000kg/m³;

m ——罐道钢绳安全系数。

罐道钢绳每米重力 q_s (N/m),

$$q_s = \frac{Q_s}{L_0 - L} \quad (1-7-41)$$

罐道钢绳的安全系数

$$m' = \frac{Q_s}{W_s} < m \quad (1-7-42)$$

式中 Q_s ——钢绳钢丝破断力总和, N;

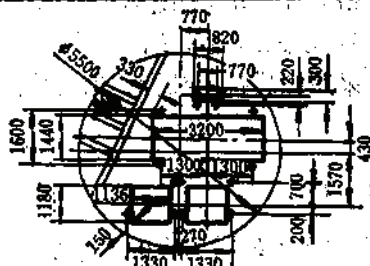
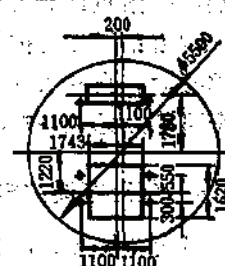
W_s ——一根罐道钢绳重力与拉紧力之和, N。

为防止罐道钢绳的共振, 各罐道钢绳的拉紧力应相差5~10%, 内侧拉紧力要大些, 外侧罐道钢绳的拉紧力要小些, 其防撞绳的拉紧力应更大些, 并且重锤悬挂长度也应有所差别, 拉紧重锤到井窝水平(粉矿堆顶部)的距离应不小于1.5m。

罐道钢绳和防撞绳一般采用楔式固定装置, 如表1-7-40。其拉紧方式常用螺旋拉紧和重锤拉紧。当井深200m时可采用螺旋拉紧装置; 但是一般采用重锤拉紧, 其拉紧力恒定, 安全可靠, 见表1-7-41。

7.8.4 提升容器的定位设施

当箕斗提升时, 装载处常用风动的或固定的支撑装置; 卸载处常用固定的或风动的导轨。当罐笼提升时, 在中间阶段水平车场采用稳罐摇台; 在井口或井底水平车场可采用固

矿 山 名 称			红 透 山		梅 山
提 升 型 式			箕 斗	罐 笼	箕 斗
井筒	直 径 (m)		5.5	5.5	5.5
	深 度 (m)		210,870	240,886	312,512
	用 途		矿 石	人, 材料, 废石	矿 石
间距 (mm)	两容器 之间距	主 体 间	464	490	1940
		最突出处	130	278	
	容器与 井壁之 间 距	正 常 段	150	200	300
		最 小 段	80	100	
提升 设备	型 号		KJM2.25×4	KJM2.25×4	Φ 3×6
	提升钢丝绳规格		三角股Φ21	三角股Φ21	三角股Φ22
	提 升 速 度(m/s)		7.85	7.85	10
	终 端 质 量(t)		12.8	9.3	48
提升 容器	容器型式		2.1m³翻转箕斗	0.55m³单层双车罐笼	26t单箕斗
	容器质量 (t)		7.5	4.0	22
	导向器	型 式	铸铁衬套管	铸铁衬套管	铸铁衬套管
		使用寿命	1个月	10天	
	防坠安全装置		无	无	无
	矿 车 (kg)			560	
罐道绳	规 格		6×7-Φ32	6×7-Φ32	密封绳Φ45
	使用寿命		未更换过	未更换过	
	拉紧装置	型 式	井底重锤	井底重锤	井底重锤
		拉紧力(kN)	35	35	58
刚性 罐道	安装位置		井口18m,井底18m	井口10m,井底10m	井口14m,井底14m
	布置方式		箕斗两侧	罐笼两侧	两 侧
	材 料		方 形 钢	方 形 钢	木
投 产 时 间			1966年10月		1966年10月
井筒断面布置图					

定的或风动的刚性罐道。刚性罐道多用木材或型钢制成。其布置形式见图1-7-19。

稳罐摇台是一种带特殊端头的摇台，按其端头的结构分角式的和钩式的。

钩式摇台：在摇台的轨端头的两侧设两个钩爪，在罐笼底板两侧相应的位置加设两个横轴，见图1-7-20。当罐笼到达中间阶段水平处摇台放下，同时钩形爪挂住罐笼底板两侧的横轴，而使罐笼定位。实践表明钩式摇台结构简单，使用良好，适于小型罐笼定位。

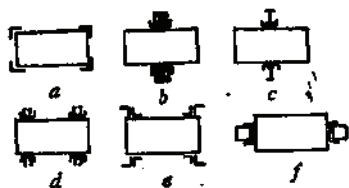


图 1-7-19 刚性罐道布置图

角式摇台：在摇台的轨端头的两侧装上八字形的辊轮角，当罐笼到达时辊轮角夹持罐笼而定位。这种设备曾用于金川和张家洼等矿山，使用效果良好，可用于大型罐笼定位。除此还有单面角式摇台和支撑器，用于罐笼单面进出矿车，如图1-7-21。稳罐摇台规格见表1-7-42。

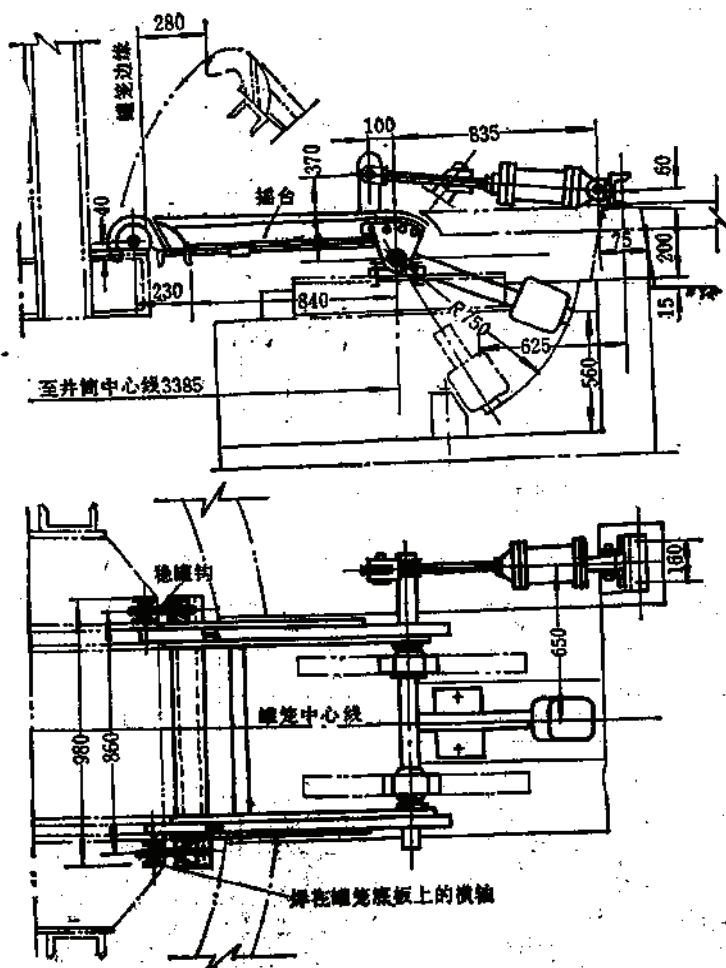


图 1-7-20 钩式摇台

表 1-7-40

钢绳罐道模式固定装置

钢绳直径 d (mm)	承载力 (kN)	主 要 尺 寸 (mm)										质量 图 号	设计 日期 年.月	资料来源	使用地点	位 置 罐 图 号	备 注
		A	B	C	D	E	F	G	H	ϕd_1	ϕd_2 (kg)						
28	50	530	60	60	80	213	250	25	90	120	26	49	67.3	鞍山黑色冶 金矿山设计研 究院		2套95	
28~30		500	60	60	120	176	220	25	80	110	22	43.3	68.8	北京有色冶 金设计研究总 院		131285	$\alpha = 7^\circ 9' 10''$, 绳度1:8, 绳卡三 付
31~34		527	60	60	80	213	250	30	90	120	26		65.5	北京有色冶 金设计研究总 院	红透山	3440151 -25-3	绳度1:8, 绳卡 二付
34		428	60	60	50	145	250	16	90	130	22	39.3		长沙黑色冶 金矿山设计研 究院	应城盐矿	CS325	
35.5		665	90	90	80	300	200 × 420	35	135 × 355	130~170	26	124	65.10	北京有色冶 金设计研究总 院		13293	绳度1:8, 绳卡 二付
35.5	50	650	70	70	80	310	320	35	125	140	26	89	70.7	鞍山黑色冶 金矿山设计研 究院		2套100	
38.5	100	700				400	350 × 410	30		170 × 370		170		长沙黑色冶 金矿山设计研 究院	金山店	CS1100	
38.5~ 42.5		600	50	50			194 × 295			136 × 220~230		89	71.8	北京有色冶 金设计研究总 院		13938	绳度1:40, 绳卡 二付两副若吊环, 无地脚螺钉
40~47		约745	45	45	45	400	360 × 430	30	270 × 340	176 × 196	24	196	69.10	北京有色冶 金设计研究总 院		131334	绳度1:20, 绳卡 三付两副有吊环
45	100	695					410	95	140		30	135.78	67.5	长沙有色冶 金设计研究总 院	大 厂	通用CJ -580	

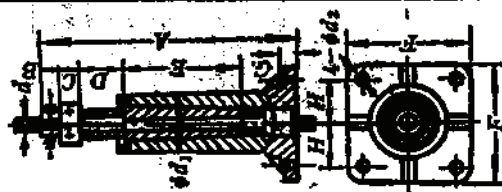


表 1-7-41

钢丝绳罐道重锤拉紧装置

钢丝绳直径 d (mm)	承载能力 (kN)	一块重锤 质量 (kg)	总质量 (kg)	主要尺寸 (mm)					图 号	设计日期 (年.月)	使用地点	资料来源	备 注
				A	B	C	E	F	ϕD				
28	40	50	3000~4000	230		4780	350	100	450	68.3		鞍山黑色冶金 矿山设计研究院	
28~30	25	50	2500	220		2970	360	100	450	68.8		北京有色冶金 设计研究院	
31~34	42	52	4200	230	120	4880	350	100	450	65.5	红透山	北京有色冶金 设计研究院	
34	45	50	4525	220		71930	350	43	550×350		应城盐矿	长沙黑色冶金 矿山设计研究院	
35.5	42	55.2	4216	265	295	2815	650	50	650	65.10		北京有色冶金 设计研究院	
38.5(32)	60	381(383)	6000	850		4305	330	210	600		金山店	长沙黑色冶金 矿山设计研究院	
38.5~42.5	69	182	7115			5960		100	600	71.7		北京有色冶金 设计研究院	
40~47	60	125	6000	390		6825	230	100	550	69.10		北京有色冶金 设计研究院	
41						5954		100	600	68.7	凤凰山	北京有色冶金 设计研究院	
45	60	920	5794	395		3950	320	420	600	67.5	大厂	长沙有色冶金 设计研究院	

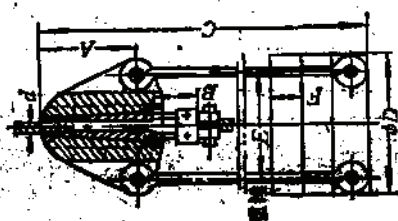


表 1-7-42

钢丝绳罐道中间水平罐罐台

主要规格	质量 (kg)	配套使用装置		图号	设计日期	资料来源	使用地点
		规格	图号				
5号罐笼 构式罐台	340 (单侧)	600轴距罐台 气缸 $\phi 125 \times 300$	OB-011239 OB-012869	344015-1-15	65.6	北京有色冶金设计研究总院	红透山铜矿
2360×1500罐笼角式罐台和支撑器		汽缸尾端摆 动式, 500/ ϕ 100		1-053-01	68.11	凤凰山铜矿	凤凰山铜矿
2号轻型罐笼角式罐台	191	出车罐台 进车罐台	131288 131293	131287	69.3	北京有色冶金设计研究总院	桓仁铅矿
1 m 气动卷罐台	465 (单侧)	罐 笼	13943	13944	71.10	北京有色冶金设计研究总院	金川二矿区
0.7 m ³ 矿车双联罐笼角式罐台				2备136	71.2	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
3200×1700罐笼罐台	281 (单侧)	罐 台 罐 笼	13946 13908	13950	71.6	北京有色冶金设计研究总院	
4000×1250(4000×1800)罐笼角式罐台	369 (单侧)	罐 笼	13904 (13906)	13929	71.10	北京有色冶金设计研究总院	金川二矿区
罐台	269			CS1040	70.8	长沙黑色冶金矿山设计研究院	金山店铁矿

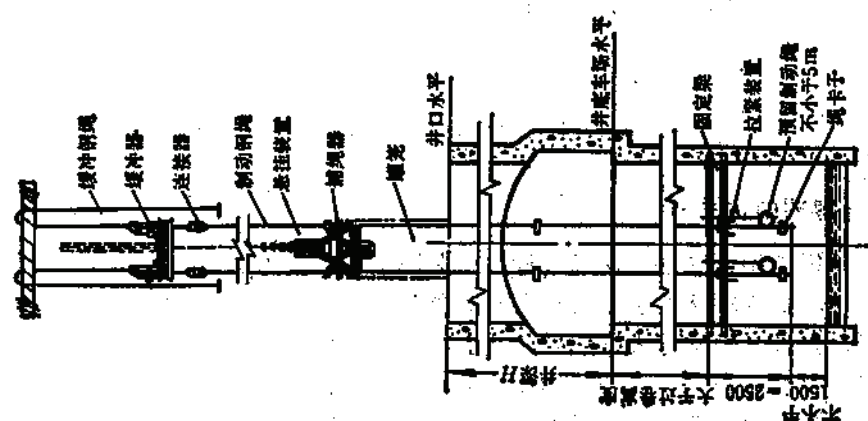


图 1-7-22 防坠器安装示意图

表 1-7-43

防 坠 器 技 术 规 格

技 术 特 征	YFS1	YFS2	YFS3	YFS4	YFS5	YFS6	YFS7	YFS8	YFS9	FS-1A	FS-1B	FS-3A	GS
	YFG1	YFG2	YFG3	YFG4	YFG5	YFG6	YFG7						
最大计算制动力(kN)	66.5	105	175	187.5	218	28800	267.5	215	240	143	244	410	
最大终端质量(kg)	2740	4200	7000	7500	8730	11520	10700	8600	9600	4700	8600	19900	7580
提升钢丝绳最大直径(mm)	φ22.5	φ24.5	φ30	φ30	φ34	φ37	φ37	φ34		φ28	φ34	φ52	
缓冲钢丝绳直径(mm)	φ43.5	φ43.5	φ43.5	φ43.5	φ43.5	φ43.5	φ43.5	φ43.5	φ43.5	φ34.5	φ34.5	φ43.5	φ43.5
制钢丝绳直径(mm)	φ26	φ26	φ28	φ28	φ28	φ32	φ32	φ28	φ32	φ25	φ34	φ40.5	φ28
两制动绳中心	1072	1242	1450	1250	1650	1554	1454		1904	1080	1080	1550	1262
YFS及其他										1150	1150	1650	
YFG													
距离(mm)	1072×680	1242×770	1450×1200	1250×770	1550×1450	1554×1450	1454×1200						
拉杆最大行程(mm)	130	140	150	147	151	156	156	151	156	223	259	300	
悬挂装置高度(mm)	1470	1560	1850	1850	2050	2220	2220	2050		1684	1984	2478	
拉紧装置			15	15	15					96	105	139	
防坠装置		208 268	403	292	448 318					805 811	1297 1307	2387 2407	350
缓冲装置	313	313	313	313	313					754.9 755.2	750.9 751.2	827.5 832.1	318.4
总 计			731	620	776 646					1922 1928	2419 2428	3820 3840	668.4
罐笼底版尺寸(长×宽)(mm)	1300×980	1800×1150	2200×1350	1800×1150	3300×1450	3300×1450	2200×1350	4000×1450	4000×1850	2550×1010	2550×1010	4000×1478	

注：分子数字为防坠器与罐笼槽向中心线重叠布置；
分母数字为防坠器与罐笼槽向中心线斜交布置。

第八章 矿山粗破碎装置

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 郑锡恩

8.1 概 述

出矿(岩)块度较大或大块较多的矿山,常需在露天采场,地下采掘工作面,溜(竖)井旁或矿山地面上设粗破碎装置,将矿岩破碎至装运、提升机具所要求的块度。

矿山常用的粗破碎设备有:

- (1) 大块二次破碎机(碎石机);
- (2) 地下固定式或移动式破碎机;
- (3) 露天固定式、半固定式破碎机;
- (4) 露天采场移动式或可移式破碎机组。

设置矿山破碎系统及其装备时应注意如下事项:

(1) 依据矿(岩)石本身所具有物理机械特性的有关参数来计算和选型,如块度组成,密度,强度,脆性,磨蚀性,水、泥含量,粉矿率,自然安息角,粉(死)矿堆积角,内摩擦角,粘聚力等。

(2) 地下破碎系统所处地段岩石的稳定性将影响设备基础,破碎机硐室宽度和溜井的使用。

(3) 在高差、场地均受到限制而无条件设置储料仓,采用间断给料时,应按两次卸矿的间歇时间内,破碎完一次卸入的全部物料量来确定破碎机的处理能力。

(4) 破碎机给料口宽度应比最大给料块度大15~20%。

8.2 大块二次破碎机(碎石机)

目前矿山生产中常用于大块二次破碎方法有四种:

(1) 机械法,采用液压-氮气,液压,压气驱动冲锤或利用落锤来击碎物料。其与常规的小孔爆破,裸露爆破,人力锤击法相比,有飞石少,较安全,工效高,成本低,不耽误生产正常进行等一系列优点。因而近年来获得广泛的应用。

(2) 水力法,利用高压射流的冲击使物料破碎。典型产品为瑞典ATLAS COPCO公司CRAC200型“水炮”大块破碎机。

(3) 电能法,多用高频或工频电热破碎矿岩。冶金部武汉安全技术研究所和吉林冶金电机修造厂1979年曾针对鞍山式沉积变质铁矿床的特点,联合研制了DP-2型电力破碎

车。因其只适用于一定电、磁特性的岩石,有些矿岩只能熔化,不能碎裂,且无法拨动大块,使用上受到限制,未获推广。

(4) 爆破法,常规的小孔爆破或裸露爆破,存在着工伤事故多,成本高,爆破时影响有关作业的正常进行。仅在不适宜使用机械破碎时才考虑使用。

碎石机属机械法,除用于大块二次破碎外,还能破碎路面,拆除混凝土构筑物,更换旋回破碎机定锥衬板,以及撬落地下采场、巷道顶板浮石等。

8.2.1 碎石机类型、规格及特征

碎石机是由碎石锤,工作机构,动力站和行走机构等部分组成。各种规格的碎石锤,根据其使用条件,可与相适应的矿山标准设备配套,因而适用性较强。

从作业场所分,碎石机有露天用和地下用两大类。

按安装型式,有座式(机座水平或垂直安设)、移动式、悬吊式(定点,单轨移动,行车移动)等数种。

从使用动力分,又有气动、液压和落锤冲击等。

气动碎石锤受矿山压气压力的限制,单次冲击能一般仅为1500~4200J左右,很少有使用到4000J以上的,但其冲击频率较高,可达17Hz以上。单位能量所需的质量也较大。

国内矿山现在使用的气动碎石锤单次冲击能有785,981,1177,2256,2942,4200J等。东北工学院已完成了FC型4200,3000,2500,2000,1500,1000,800J图谱设计,其中有的已在生产中使用。

国内矿山现用的气动碎石锤主要技术性能见表1-8-1。

国内矿用部分气动碎石锤主要性能

表 1-8-1

项 名	FS-150		DSJ-1(FSX-100)	FC-325	FC-420
单次冲击能(J)	98	785	981	>2942	4200
冲击频率(Hz)	20.83	4.3~5	4.3~5.8	>4.08	3.82
工作压力(MPa)	0.49~0.59	0.59	0.54	>0.49	0.5~0.7
耗气量(m³/min)	10~12	4~5	7	<17.4	22.11
冲锤直径(mm)		120	116	180	200
冲锤行程(mm)		210	350	450	500
冲锤质量(kg)		28	28	24	
进气管直径(mm)			38		
推压方式			双缸往复压紧式	双缸往复压紧式	
推压气缸行程(mm)	770		400	600	
推压活塞直径(mm)			2×160	2×195	
调整气缸行程(mm)			800	800	
锤头部外形尺寸(mm)	(高)1950~2720	(高)951	(高)1418	300×300×2262	330×330×2336
锤头部质量(kg)	200	128	392	840	
使用地点	浙江771矿	凤凰山铁矿	龙泉青石灰石矿	北京铁矿	北京钢铁总厂露天矿

液压碎石锤有锤击式(又称钢对钢冲击式),液垫式及弹射式三种。

锤击式的冲锤直接冲击凿杆,而凿杆材质所能承受应力峰值又限制了冲锤的速度,通常在10m/s以下,因而其单次冲击能<10000J。

国产液压锤击式碎石锤主要技术性能见表1-8-2。

国产部分液压锤击式碎石锤主要技术特征

表 1-8-2

项 名	SYG-70	SYG-100	SYG-300
单次冲击能(J)	686	981	2942
冲击频率(Hz)	8.3~10	13.3~16.7	6.7~8.3
工作流量(m ³ /min)	0.06~0.08	0.1~0.12	0.125~0.16
工作油压(MPa)	13.7~14.7	14.7~15.7	12.7~15.7
锤头部质量(kg)	250	~500	630 ^①
外形尺寸(mm)	1200×600×400		
生 产 厂	湖南岳阳机床厂	湖南岳阳机床厂	嘉兴冶金机械厂

①——不包括齿杆重。

国外生产的部分液压锤击式碎石锤主要技术参数, 参见表1-8-3。①

国外部分液压锤击式碎石锤主要参数

表 1-8-3

项 名	芬 兰 KONE 公 司 ROXON						
	400	700	700X	800	800X	1300	1300X
单次冲击能(J)	1000	1600~1800	1600~1800	3000	3000	5500	5500
冲击频率(Hz)	7.5~16.7	5~9.3	5~9.3	5.5~8.3	5.5~8.3	5.83~8.3	5.83~8.3
工作油量(m ³ /min)	0.06~0.135	0.06~0.1	0.06~0.1	0.075~0.15	0.075~0.15	0.15~0.22	0.15~0.22
工作油压(MPa)	10	14	14	14	12.5~14	15~16	15~16
工作质量(kg)	450	830	950	1150	1350	1750	2000
未包括齿杆长度(mm)	1070	1580	1580	1640	1640	1765	1765

项 名	芬 兰 RAMMER 公 司						
	S700	S700HD	S800	S800HD	S1400HD	S1600HD	S2000HD
单次冲击能(J)	2200	2200	3500	3500	4500	6000	8200
冲击频率(Hz)	4.17~8.33	4.17~8.33	4.17~8.33	4.17~8.33	4.17~10.0	3.33~10.0	3.30~8.66
供 油 量(m ³ /min)	0.05~0.10	0.05~0.10	0.08~0.16	0.08~0.16	0.11~0.26	0.1~0.31	0.12~0.25
工作压力(MPa)	14.9	14.9	14.9	14.9	14.9	14.9	14.9
工作质量(kg)	740	850	1300	1550	1900	2600	3200
配液压挖掘机质量(t)	8~16	12~22	16~25	20~40	25~50	30~60	40~80

项 名	英 国 CONTECH 公 司						
	H D-1B	H D-3A	H D-6A	HHD-6A	HHD-8A	HHD-10A	
单次冲击能(J)	338	677	1560	1560	2168	3120	
冲击频率(Hz)	7.5~11.67	5.83~10.8	3.8~9.17	3.8~9.17	5.67~8.33	3.8~5.83	
供 油 量(m ³ /min)	0.049	0.068	0.095	0.095	0.159	0.170	
工作压力(MPa)	14	14	14	14	14	14	
未包括齿杆质量(kg)	289	438	730	818	1111	1405	
包括齿杆总长(mm)	1295	1630	2000	2130	2490	2670	

① 该表引自E.E. BAUER "Selection of Boom and Impactor for Mobile Gyratory Crusher"
《SME, AIME》, 1983, 10.

续表

项 名	法 国 MONTABERT						
	BRH 40	BRH125	BRH250	BRH501L	BRH750	BRH 1000	BRH1100
单次冲击能(J)		686~783	983	1966		3932	
冲击频率(Hz)	16.7	6.67~16.7	3.8~10.0	5.3~8.0	5~11.67	4.58~7.5	5~11.67
质 量(kg)		271	550	998	1134	1597	1701
带凿杆总长(mm)	914	1473	1702	2286	2286	2794	2794

项 名	联 邦 德 国 KRUPP				
	HM110	HM200	HM600	HM800	HM1000
单次冲击能(J)	436	800	2000	1650~3300	7348
冲击频率(Hz)	14.17~16.7	8~10.8	8~10.8	7.5~15	3.33
质 量(kg)	170	355~460	830	1400	2300
带凿杆总长(mm)	1524	1905	2032	2311	2921

项 名	日 本 NPK (英 国 HYSCAT)						
	H-1X	H-3X	H-6X	H-9X	H-10X	H-11	H-14X
单次冲击能(J)	298	678	2033	2711	3400	3796	4474
冲击频率(Hz)	9.8~12.3	6.67~9.67	6.67~9.5	6.67~8.33	6.67~8.33	6.67~8.33	8
质 量(kg)	132	410	953		2161		2150
带凿杆总长(mm)	1143	1372	1803	2032	2210	2207	2794

液垫式液压碎石锤系用液压推动冲锤回程压缩后腔氮气至高压。液压释放后, 氮气迅速膨胀推动冲锤高速向前冲击, 通过液垫将能量传给凿杆。实验证明, 液垫中应力波的传播速度与活塞的冲击速度无关。钢对液垫冲击时的应力比钢对钢冲击时的应力低4倍, 因而冲锤最大速度可达41m/s。当冲锤质量不变时, 其冲击能是随速度值的平方而变化。目前国外矿山已使用单次冲击能为27115J高冲击能量的碎石锤, 更高冲击能量的碎石锤亦已在研制中。

国内矿山使用的部分液垫式液压碎石锤主要技术性能见表1-8-4。

部分液垫式液压碎石锤主要技术性能

表 1-8-4

项 名	SYD-400	SYD-1500	SYD-2000	HEFTI-514
单次冲击能(J)	3000~5000	12000~15000	17000~22000	27115
冲击频率(Hz)	0.5~0.7	0.33~0.42	0.25~0.33	0.38
工作油量(m ³ /min)	0.12~0.18	0.16~0.2	0.16~0.2	0.17~0.19
工作油压(MPa)	12~16	15~16	15~16	17.3
工作氮气室充气压力(MPa)	5~7	6~7	6~7.5	
回油型式	蓄气储能室	蓄气储能室	蓄气储能室	抽油泵0.038~0.057m ³ /min
带凿杆质量(kg)	490	970	1460	1089
外形尺寸(包括凿杆)(mm)	1450×340×440	1890×540×505	2238×580×560	
生 产 厂	嘉兴冶金机械厂	嘉兴冶金机械厂	嘉兴冶金机械厂	美国CONTECH公司
使用矿山	南京白云石矿	德兴铜矿	齐大山铁矿	德兴铜矿

弹射式液压碎石机的冲锤与凿杆连成一体,其回程同样是用高压油推动,同时压缩后腔及环形腔的氮气至高压。换向后,高压氮气迅速膨胀推动该弹射体高速前冲,直接击向待破碎的大块矿岩。目前,国内尚未研制此类产品。苏联产品有БНГ-30T型等,其单次冲击能已达29420J。弹射式与液垫式液压碎石锤性能指标比较,参见表1-8-5。

落锤冲击式,据文献记载,澳大利亚 TASMANIA 公司生产的TALISKA型碎石锤是用绞车将0.75t重锤沿着立柱提高6.096m,释放后冲击凿杆作功的。可装在CATE-RPILLAR公司生产的915型以上的装载机或相当的任一型号装载机的支臂上。

弹射式液压碎石锤性能指标比较表

表 1-8-5

项 目	苏联БНГ-30T(弹射式)	苏联БНГ-30E(弹射式)	美国HEFTI-515(液垫式)
单次冲击能(J)	29420	23536	27066
冲击频率(Hz)	0.25	0.25	0.25
带凿杆质量(kg)	1200	1200	1090
动力消耗(kW)	16.7	13.8	39.7
效 率	0.45	0.43	0.17
工作装置单位功指数(kJ/kW)	1.79	1.74	0.69
工作装置单位质量指数(kg/kJ)	40	50	39.5

8.2.2 碎石机在矿山中的应用

国内矿山常将碎石机使用于工作面、溜井口、粗碎矿仓顶格筛上或破碎机给矿口。其工作机构依各自的条件,类型不一。配套用的通用工作臂系列,尚待发展。

国外生产有不同级别液压臂、能回转的座式碎石机和可装于地下铲运机前端的紧凑型液压工作臂,并规定了与各种碎石锤相配套的自行设备质量,供选择使用。

8.2.2.1 采场工作面用的移动式碎石机

采场工作面用的碎石机,要有较强的机动性,以适应工作面凹凸不平的地面和具有一机多用的能力。地下用的设备,其外形尺寸还应在工作面断面尺寸允许范围之内。露天用碎石锤,则常装于挖掘机臂上或配专用工作臂装于推土机、装载机一端。

如果承载设备的液压系统、操作机构,满足不了碎石锤性能的要求,需对其加以改装或增添一专用系统。例如YSJ-1型露天用液压碎石机选用WY-100型1m³履带式全液压挖掘机作为承载体,就是保留其原有液压系统外,又新增加了碎石锤工作液压油路系统、电气控制系统、操纵装置及改换新的液压油散热系统而成。

国内外部分移动碎石机主要技术性能,见表1-8-6。

YSJ-1型移动式液压碎石机在露天采场工作面破碎大块情况见图1-8-1。

8.2.2.2 溜井口或粗碎矿仓顶格筛上使用的碎石机

溜井口或粗碎矿仓顶卸载位置是固定的,格筛通过面积亦有限。这就要求碎石机把卸载后滞留于格筛顶的大块矿岩或棚住的矿堆,在下次来车前的时间内处理完毕,以保证生产流程的畅通。

由于卸载设备的类型,溜井或粗矿仓所处的环境位置、以及其要求的通过能力不同,碎石机在溜井口或粗碎矿仓上的布置型式亦不尽相同。常用的安装形式有:单梁悬吊式,行车悬吊式,水平支座悬臂式,垂直支座悬臂式等。

国内外部分移动式碎石机主要性能

表 1-8-6

项 目		YSJ-1			(苏)BIIF-30E	(苏)BIIF-30T	(美)HEFTI-515
承载车体类型	WY-60A 挖掘机	WY-100 挖掘机	WY-100 挖掘机	WY-100 挖掘机	EO-3322A 挖掘机	TD-25S 推土机	
碎石锤型式	MGF 锤击式	SYD-400 液垫式	SYD-1500 液垫式	SYD-2000 液垫式	弹射式	弹射式	液垫式
单次冲击能(J)	1820	4000	15000	2000	23536	29420	27066
冲击频率(Hz)	7.5~8.3	0.5~0.7	0.33~0.42	0.25~0.33	0.25	0.25	0.25
小时破碎能力(m ³)		~17 (f8~18)			87 (f16~20)	115 (f16~20)	120 (f16~20)
动力装置型式	DEUTZ 柴油机	6135K-6 柴油机	6135K-6 柴油机	6135K-6 柴油机			
工作臂参数(m)		5.3(主臂) 2 (副臂)	5.3(主臂) 2 (副臂)		4.5	5.6	6.8
总 质 量 (t)		25.5			13.8	32.5	19.4
生 产 厂	合肥矿山 机 器 厂	嘉兴冶金 机 械 厂	嘉兴冶金 机 械 厂				
每台参考价格(元)	23.5万	20万					
调查年月	1985.4	1984.11					

注：表内所列型号为露天用，地下矿用移动式碎石机有(美)JOY-206履带车和(加)LP15AR轮胎车等。



图 1-8-1 SYD-200型移动式液压碎石机在露天采场破碎大块

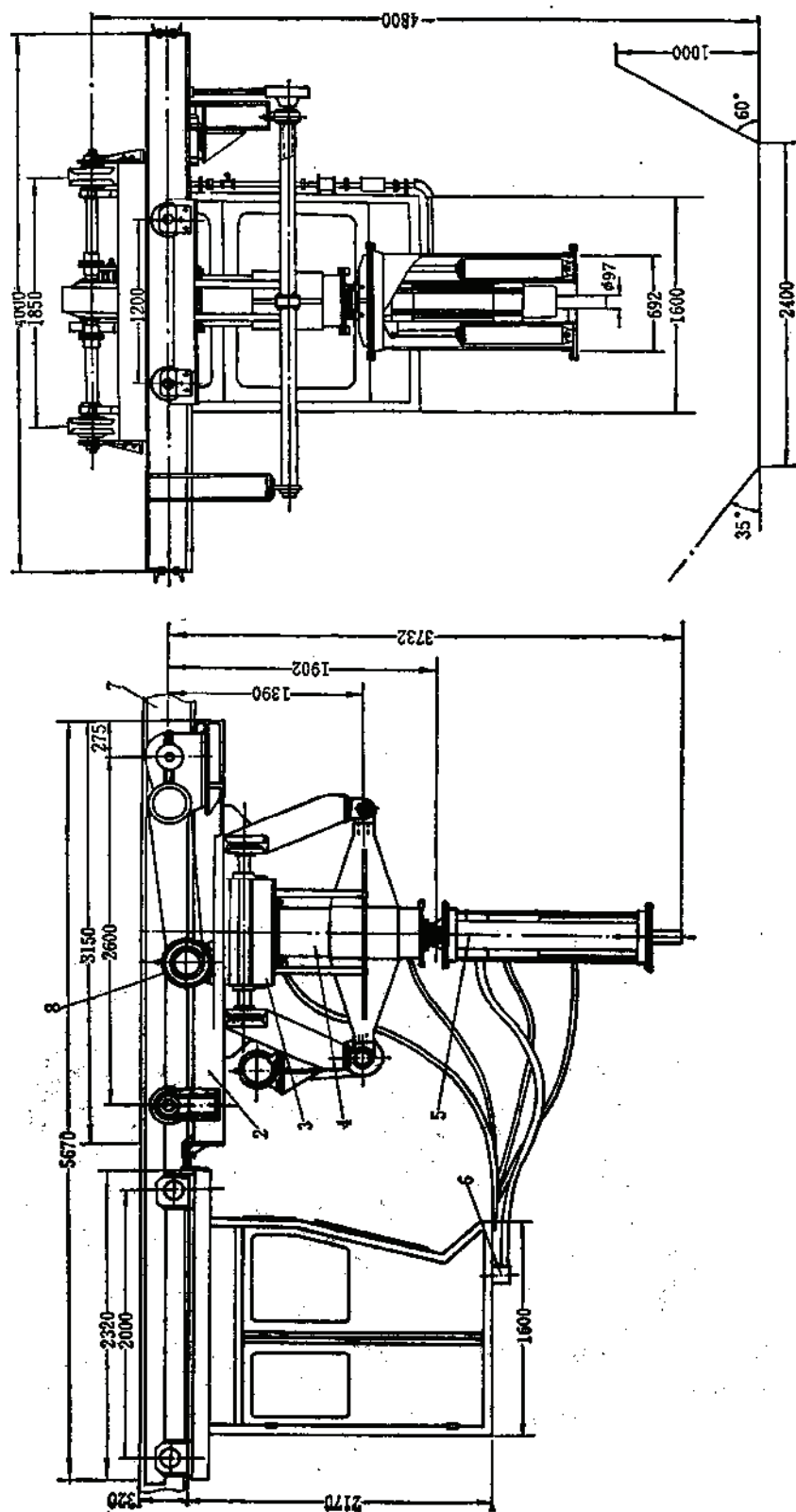


图 1-8-2 FSX-100型风动碎石机

1—操纵室，2—大轮，3—小轮，4—调整气缸，5—锤头部件（由冲击器及两叠压气缸组成），6—压气管路，7—走行架（32b工字钢），8—电气系统

行车悬吊式碎石机的工作范围宽广,适用于多卸载位的溜井口或粗碎矿仓。常用于露天矿溜井口和地面粗碎矿仓上,其走行方式有手动单梁、电动桥式和龙门架等。目前,国内矿山使用时多为悬吊式气动碎石锤。其布置实例参阅图1-8-2~图1-8-4。

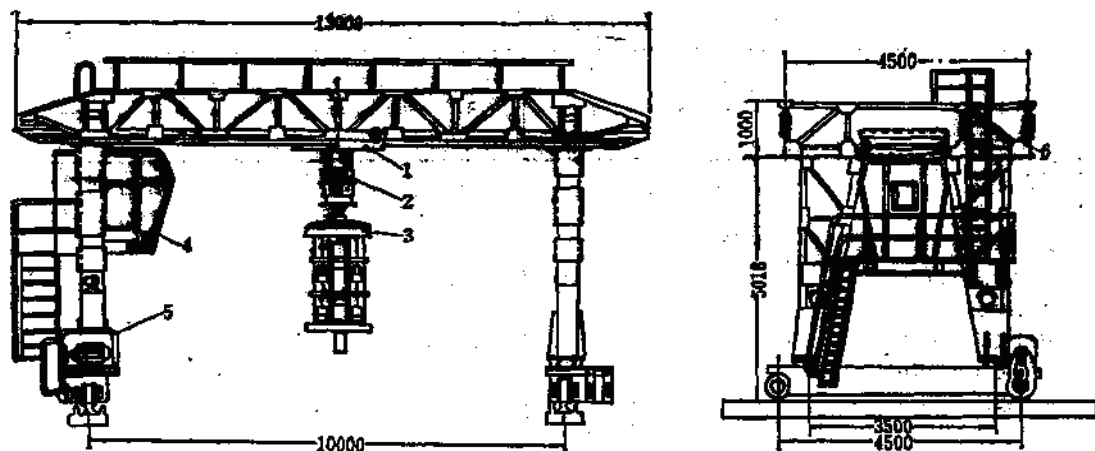


图 1-8-3 SFS-325型风动碎石机

1—大车; 2—主提升气缸; 3—碎石器; 4—司机室; 5—大车轮组及传动机构; 6—龙门架

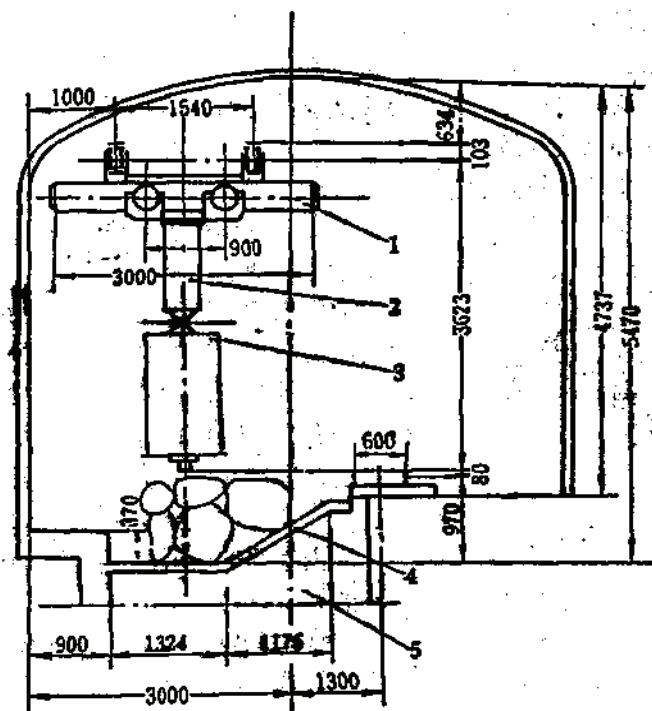


图 1-8-4 铜录山铜矿—185阶段溜井口行车悬吊式风动碎石机安装图

1—悬挂式纵横运行小车; 2—主提升气缸; 3—冲击器; 4—结构; 5—司机室

使用气动碎石锤时应注意,工作气压降低将导致单次冲击能、冲击频率急剧下降。为保证碎石锤工作稳定,应设有稳压装置或专用压气机。

支座悬臂式碎石机的悬臂多为液压驱动,常用于空间较狭窄的地下溜井口,碎石锤动力一般亦是使用液压或液压-氮气的。

国内某些矿山用行车悬吊式碎石机主要参数

表 1-8-7

项 目	龙泉露石灰石矿	北 京 铁 矿	铜录山铜矿
使用地点	露天溜井口	露天溜井口	地下溜井口
型 式	DSJ-1桥式,悬吊	SFS-325龙门架,悬吊	桥式,悬吊
碎石锤型号	FSX-100,气动	FC-325,气动	气动
单次冲击能(J)	981	>2942	
冲击频率(Hz)	5.83	>4.08	
使用气压(MPa)	0.54	>0.49	
耗气量(m ³ /min)	7	<17.4	
小时破碎能力(m ³)	~10.6(f ₈ ~10)		
行车电机功率(kW)	5(大车), 3.5(小车)	2×7.5	
行车速度(m/s)	0.49(大车), 0.097(小车)	0.58	
总 质 量(kg)	6058	~2700	
外形尺寸(m)	5.67×4×4.82	13×>4.5×>8.02	3×>3.8
生 产 厂	首都钢铁公司	北京有色金属机械厂	

设置悬臂式碎石机时需注意:

- (1) 应按格筛上二次破碎作业的范围来选定碎石机悬臂的工作参数;
- (2) 为了使大块矿岩受力时处于稳定状态,碎石锤应在垂直状态下工作;
- (3) 液压油冷却系统的散热;
- (4) 整个装置安装维修要求;

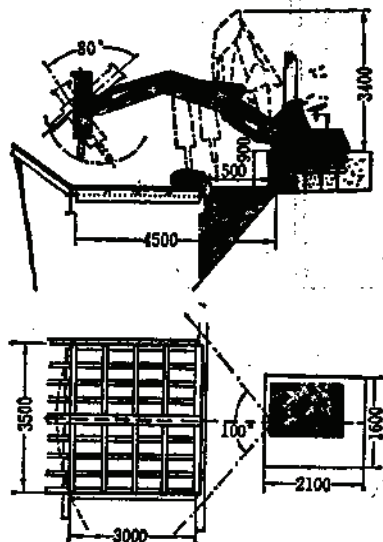


图 1-8-5 溜井口支座悬臂式液压碎石机安装示意图

(5) 操作位置对整个作业范围的视野,和能防护破碎作业偶而产生的飞石。

液压悬臂式碎石机与气动悬吊式碎石机相比,虽有投资较高,设备加工精度要求高,维修不易的缺点,但其具有单次冲击能大,外形尺寸小,能耗低,经营费省,锤内部无需润滑,无噪音等较为明显的优点。因而国外矿山多使用液压悬臂式碎石机。

国内某些矿山所使用行车悬吊式碎石机主要技术参数见表1-8-7。

加拿大TELEDYNE矿山公司生产的支座悬臂式碎石机,使用于地下溜井口格筛上的主要参数,见表1-8-8。

图1-8-5为支座悬臂式液压碎石机安设于溜井口格筛上的示意图。

加拿大TELEDYNE矿山公司座悬臂式液压碎石机主要参数 表 1-8-8

项 目	TM-16	TM-20	TM-25
配用ROXON碎石锤型号	602或700	800	800
单次冲击能(J)	1600~1800	3000	3000
冲击频率(Hz)	6~9.3	5.5~8.3	5.5~8.3
液压系统,工作压力(MPa)	14	14	14
流 量(m ³ /min)	0.083	0.11	0.11
锤垂直时齿头距臂回转中心,最小尺寸(mm)	1981	2337	2770
最大尺寸(mm)	4877	6096	7620
齿头距臂回转中心最大尺寸(mm)	5715	6934	8460
基座下臂最大工作深度(mm)	4570	5790	7315
臂回转角(°)	180	180	180
总 质 量(kg)	3630	4091	4545
外形尺寸,高×宽(mm)	3982×2134	4521×2438	5490×2890

8.2.2.3 粗破碎机上使用的碎石机

为及时处理超过露天矿粗碎站破碎机允许给矿块度的矿岩和棚于破碎机給料口上的矿堆,需要在粗破碎机上装备冲击能量较大的碎石机。国内某些矿山曾作过统计,设置大型碎石机,可使破碎机的班处理量增加15%左右。

破碎机上碎石机的特点是:

- (1) 一般为座式,可回转,碎石锤装于悬臂上;
- (2) 有较大冲击能量,能在二次卸车间歇时间内破碎完所出现的大块矿岩;
- (3) 所有卸载车位及预定的碎石锤检修场所,均包括在悬臂工作有效范围内;
- (4) 碎石锤也能作为拆换破碎机衬板的工具。但要备有检修时专用的鹤嘴锄齿杆,悬臂工作最低深度应能满足检修工作的要求;
- (5) 碎石锤具有在卸载控制室统一操作的可能性。但此时要求在控制室内能看到碎石机全部有效工作范围;
- (6) 碎石机一般多为液压的,应注意其液压系统的冷却、防尘、防噪等要求。

德兴铜矿露天采场粗碎站使用的座式高能液压碎石机主要技术参数见表1-8-9。

德兴铜矿用座式高能碎石机主要技术参数 表 1-8-9

项 名	HEFTI PSB514	项 名	HEFTI PSB514
悬臂型号	TP-16-32	锤垂直距臂回转中心最大尺寸(mm)	9754
锤 动 力	液压-氮气	齿头距臂回转中心最大尺寸(mm)	~12500
单次冲击能(J)	27115	基座下最大工作深度(mm)	~6500
冲击频率(Hz)	0.38	臂回转角(°)	345
氮气工作压力(MPa)	10.5	总 质 量(kg)	~18000
液压系统:		生 产 厂	美国CONTECH 公司
工作压力(MPa)	17.5	设备价格(美元)	180000
流量(m ³ /min)	0.19	调查时间(年·月)	1984.7
电机功率(kW)	125		

图1-8-6为美国CONTECH公司HEFTI514BX 高能液垫式 液压碎石机TP-14-1型臂(臂长9.75米)工作范围。

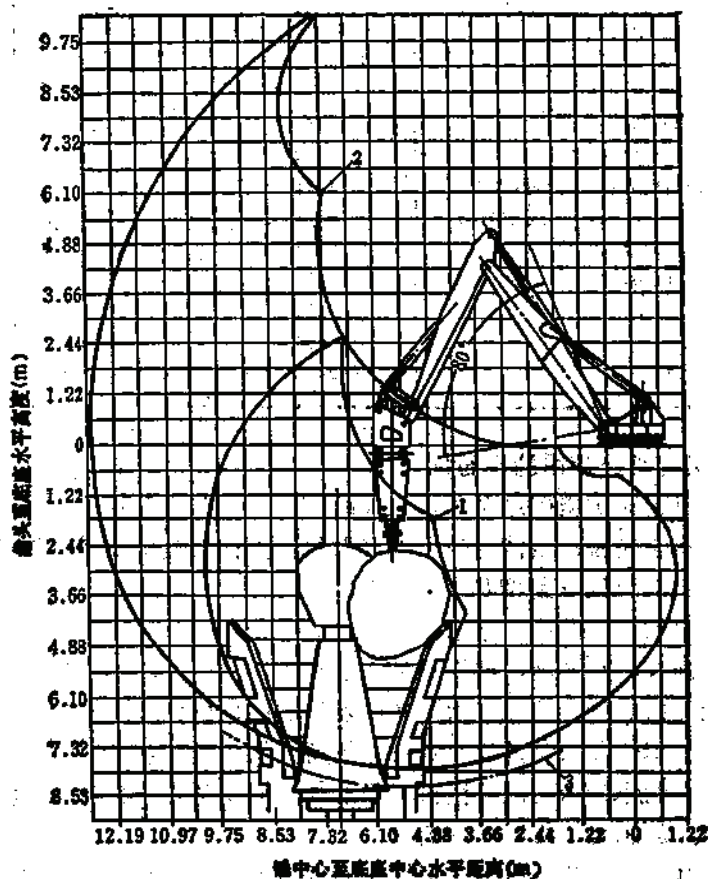


图 1-8-6 座式514BX高能液压碎石机臂长9.75m工作范围

1—臂垂直工作范围；2—配标准臂杆最大工作范围；3—配上特制的铰臂臂杆最大作用区

8.2.3 碎石机选型及计算

选择碎石机时需考虑以下几方面因素：

- (1) 单次冲击能及冲击频率；
- (2) 安装形式及大臂工作有效范围；
- (3) 动力源比较；
- (4) 基建投资及年经营费用。

大块矿岩的破碎效果受多方面因素制约，主要有大块的形状（如冲击方向的厚度）、岩石抗压强度、影响破碎难易度的有关岩性（韧性、构成弱面的节理以及裂缝等）和放置大块基面的刚度、基面支撑大块的状态等。就是同类型的矿岩，如上述条件不同，其所需的单次冲击能亦有所不同。目前尚无精确的计算方法，只能通过取样试验来确定。

长沙矿山研究院●液压碎石机研制组在确定碎石锤的主要工作参数时,曾设定大块矿岩两侧被非对称均匀加载,用修正应变能公式,来估算破碎大块矿岩所需的总能量。

$$U_{\max} = \frac{V\sigma^2 K_1 K_2}{E_r C K} \quad (1-8-1)$$

式中 $U_{\max}$ ——破碎大块矿岩所需的总能量, J;

V ——大块矿岩体积, m^3 ;

σ ——矿岩的抗压强度, Pa;

K_1 ——松散地面吸能系数, 约为2~2.5;

K_2 ——非均载系数, 约为1.2;

E_r ——矿岩的弹性模量, Pa;

C ——破碎常数, $C=2$;

K ——加载不均匀, 应力集中系数, $K \geq 5$ 。

实践表明, 只有足够大的单次冲击能量, 才能使大块矿岩产生裂纹, 锤头继续冲击, 使裂纹不断扩大。而其破碎比能 $E_s \propto U^{-0.6}$ 又是随冲击能量的增大而减小。故在大型露天采场中, 近年来相继采用单次冲击能为25000~30000J的高能碎石锤。

因之, 选择好单次冲击能是使大块矿岩得到合理破碎的主要因素, 一般由下式估出:

$$U_s = \frac{U_{\max}}{n} \quad (1-8-2)$$

式中 U_s ——碎石锤的单次冲击能, J;

n ——最优破碎次数, 由实验确定, 一般取 $n=3 \sim 5$ 。

图1-8-7示出加拿大JOY机器制造公司GALT先进技术发展中心用350多个岩样绘制的大块块度与碎石锤单次冲击能量关系曲线。

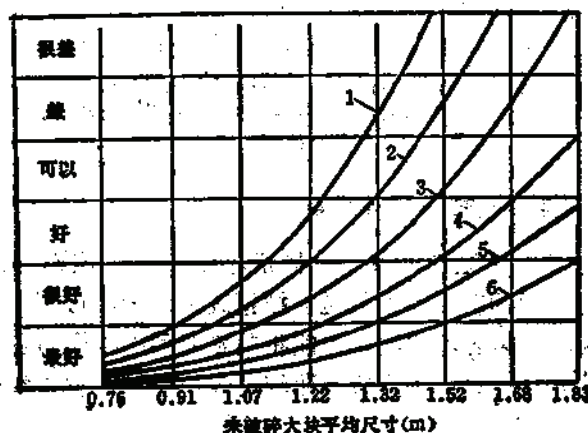


图 1-8-7 大块粒度与碎石锤冲击能关系

注: 图内曲线系用破碎指数为JOY40.0的花岗岩试样得出。其冲击能: 1—678J, 2—1356J, 3—2712J, 4—6779J, 5—13558J, 6—27115J

为了使碎石锤零件磨损小,应在图中“好”栏选择,同时还应考虑到所选择的单次冲击能对矿山深部矿岩抗压强度和岩性变化的适应性。

长沙矿山研究院曾对南京白云石矿的白云石进行过破开试验,得出其平均能耗为 $71589\text{J}/\text{m}^3$ 。并随着块度的增大,有所增加(块小的因受爆破作用,整体强度降低,所需的能耗亦较小),见表1-8-10。

白云石大块破开能耗表

表 1-8-10

大块体积 (m^3)	0.5	1.0	1.5	2.0
破开能耗 (J/m^3)	62763	68039	76492	79439

美国CONTECH公司生产的CONTECH牌206, HHD-10A, 514型等碎石机将石灰石, 花岗岩不同块度破碎至平均块度为610mm时的性能曲线, 见图1-8-8。

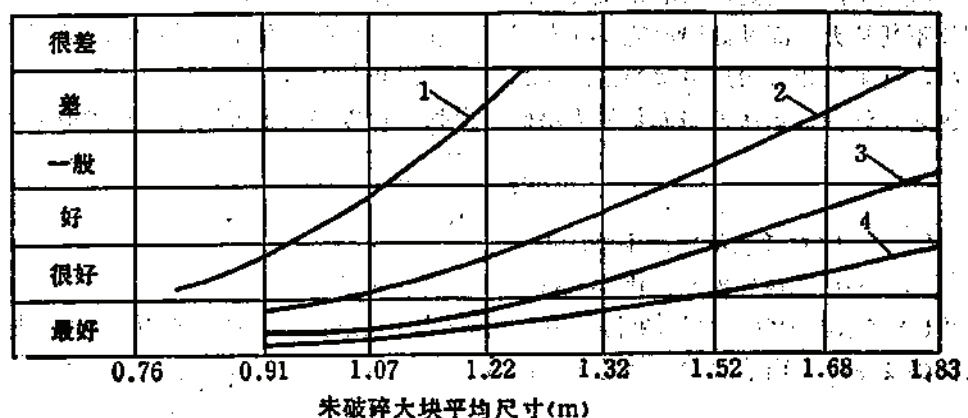


图 1-8-8 CONTECH206, HHD-10A, 514型碎石锤破碎特性

1—用单次冲击能1763J的206型锤破碎一般的石灰石; 2—用单次冲击能3118J的HHD-10A型锤破碎一般的石灰石; 3—用单次冲击能27115J的514型锤破碎一般的石灰石; 4—用单次冲击能27115J的514型锤破碎一般的石灰石

8.2.4 基建费用、生产成本比较及材料消耗

碎石机种类较多, 安装类型亦因条件限制而不尽相同。该设备近年来国内尚处于研制、试用阶段。部分已使用的矿山, 多数是从技改改造入手, 自制部分部件组套而成。因而其所发生费用的分类, 计算各不相同。只能将其资料列出, 作为参考。

碎石机基建费用见表1-8-11, 生产成本比较见表1-8-12, 主要磨损件参阅表1-8-13。

碎石机基建费用一览表(万元)

表 1-8-11

项 名	移动式	移动式	行车悬吊式	支座悬臂式	支座悬臂式
碎石机性能	液压, 履带1820J	高能, 履带4000J	气动981J	液压1600~1800J	高能, 液压27115J
适用地点	露天采场	露天采场	粗碎矿仓上	溜井口	旋回破碎机上

续表

项 名	移动式	移动式	行 吊 丰 悬 式	支 座 悬 臂 式	支 座 悬 臂 式
基建费用			14.43		
其中: 设备费	23.5	约20	3.52	8.12(万美元)	18(万美元)
安装费			1.64		
格筛及桁架费			6.81		
土建费			2.38		
使用矿山		南京白云石矿	汤丹铜矿		德兴铜矿
生产厂	合肥矿山机器厂	嘉兴冶金机械厂		(加)TELEDYNE公司	(美)CONTECH公司
调查年月	1985.4	1984.11	1982.1	1984.6	1984.8

大块二次破碎单位生产成本比较表

表 1-8-12

项 名	南京白云石矿	龙泉雾石灰石矿	(澳大利亚) TASMANIA公司 ^②
矿石类别	白云石(f8~18)	石灰石(f8~10)	
二次爆破破碎成本	0.61(元/m ³)	1.87(元/m ³) ^①	2.03(美元/t)
碎石机破碎成本	(液垫, 4000J) 0.437 (元/m ³)	(气动, 1000J) 0.417 (元/m ³) ^①	(液压) 1.22(美元/t)
老式磨盘破碎成本			1.16(美元/t)
TALISKA 型碎石机破碎成本			0.74(美元/t)
调查年月	1984.11	1983.8	1984.2

① 直接成本;

② TASMANIA公司资料引自英文版《澳大利亚矿山杂志》“碎石器破碎费用”一文。

气动碎石机主要磨损件表

表 1-8-13

项 名	SFS-325型		DSJ-1型	
	规 格	数 量	规 格	数 量
冲击器外长螺栓断(根/月)	M36×3长1548	1.6		4
推压气缸联结螺栓断		8次		
冲击器外长螺栓上螺母易松	M36	易松		
锤头磨损(mm/月)		6		

注: 1. 表内数据摘自1981年12月北京铁矿SFS-325型使用报告;

2. 推压气缸联结螺栓断是指初期使用情况, 后已改进。

8.3 地下破碎设施

地下破碎机有固定式和移动式两种。目前国内矿山使用的均为固定式, 大多设置于主溜井或箕斗井旁侧, 集中处理矿岩。国外有在采场内或其附近设移动式破碎装置, 将处理后的矿石经带式输送机输出(个别矿山亦有用水力输送), 以缩短运费较贵的铲运机或汽车运距。

固定式地下破碎站的设置原则如下:

表 1-8-14

部分矿山下破碎站主要技术特征表

序 号	矿 山 名 称	年产量 (t)	筛子规格 (mm)	每台破碎机 实际能力 (t/h)	破 碎 机		给 料 机		吊 车			布 置 形 式	给 料 块 度 (mm)	料 物 种	破碎室尺寸 长×宽×高 (m)	运输通宽 宽×高 (m)
					型 式	规 格	台 数	台 数	起 升 量 (t)	游 程 (m)	轨 道 高 (m)					
1	红透山铜矿	70万	无	292	颞式	900×1200	1	1	1500×8000	电动桥式	15/7	7	单机端部	850	1	8.7×15×10.4
2	凤凰山铜矿	60万	无	400	颞式	1050×1200	1	1	1200×4200	电动桥式双钩	25/7	7.2	单机端部	650	3	8×10×10.45
3	金川铁矿	40万			颞式	900×1200	1	1	1500×8000	电动桥式双钩	15/7	7	单机端部	650	1	
4	凡口铅锌矿	100万	无		颞式	600×900	2	2	1200×6000	电动单轨	10		双机侧向	500	1	15×13.5×9
5	大厂铁矿	132万			颞式	900×1200	2	2	1500×8000	电动桥式双钩	15/3	9.5	双机侧向	650	2	
6	南芬铁矿(北部)	750万	无	1000	颞式	1500×2100	2	2	2400×4000	电动桥式双钩	50/10	14	双机侧向		1	25×15×15.1
7	梅山铁矿	250万	无		颞式	900×1200	1	1	—	电动桥式双钩	50/10	8.5	单机侧向	650	1	26.5×9.5×17.07
8	弓长岭铁矿	90万	1500×3000 固定筛		颞式	900×1200	1	1	1500×6000	电动桥式双钩	15/3	8.5	单机侧向	650	1	17.25 (9.1)×12.5
9	金山店铁矿	200万			颞式	900×1200	2	2	1500×4000	电动桥式双钩	15/3	10.5	双机侧向	650	1	
10	超湖铁矿	150万	1500×3000 固定筛	430	颞式	900×1200	1	1	1500×4000	电动桥式双钩	15/3	8.5	单机侧向	650	1	17.25 (9.1)×12.5
11	西石门铁矿	220万			颞式	900×1200	2	2		电动桥式双钩	15/3	9.0	双机侧向	650	1	
12	南京白云石矿	40万			颞式	900×1200	1	1	七轴摆式	电动桥式双钩	15/3	9.0	单机端部	650	1	
13	万年水泥厂				颞式	900×1200	1	1								
14	永登水泥厂				颞式	900×1200	1	1								

(1) 大型矿山采用底卸式箕斗或带式输送机等提运工具, 要求矿岩块度较小, 采用碎石机破碎大块矿岩, 其处理能力不能满足要求时;

(2) 设置的位置一般应能服务 8 年以上;

(3) 整个地下破碎设施应布置在坚硬、稳定的岩层中, 并不受含水层、裂隙水、断层、老硐的影响;

(4) 有良好的通风条件和有效的除尘设施;

(5) 应设两个安全出口, 其一可运送设备的大件。

部分矿山地下固定式破碎电站主要技术特征见表 1-8-14。

8.3.1 设备选型及计算

8.3.1.1 破碎机

地下矿山目前常用的粗破碎机型式有颚式和旋回式两种。

旋回破碎机又有普通型和轻型之别。轻型比普通型质量少 30% 左右, 功率低 10~30%, 适于破碎脆性物料如石灰石等。

颚式破碎机的优点是: 构造简单, 价格比较低廉, 配置需要高差小, 破碎潮湿含泥矿石时不易堵塞, 专为井下设计的颚式破碎机更具有易于拆装和运输的长处。

颚式破碎机的缺点之一是不能直接受矿。当卸矿站与破碎机之间布置矿仓有困难时, 亦必须设给矿溜槽, 并在卸矿口及溜槽口间安设缓冲链。

旋回破碎机的优点是: 生产能力大, 可直接受矿, 无需专设粗矿仓及给矿设备, 破碎比大。缺点是设备质量及部件外形均较大。

选择地下破碎机, 除给矿口宽度比最大给矿块度尺寸大 15~20%, 排矿块度和生产能力均需符合要求外, 还应考虑外形尺寸小, 质量轻, 易于拆装、维修和搬运诸因素。

采用溜井-平硐开拓的露天矿, 其破碎装置布置于地下时, 由于给料块度较大, 设计应尽量选用具有较大破碎比的设备。

当一台颚式破碎机产量不能满足要求时, 是选用两台颚式破碎机或一台旋回破碎机需通过技术经济比较来确定。

破碎机的生产能力与矿岩性质、粒级组成、破碎机的类型和规格以及破碎机作业条件(破碎比, 负荷系数, 给矿均匀程度)等因素有关。间歇给料时, 应按 8.1 中设置矿山破碎装置注意事项(3)来选择。连续给料时, 按下式概算出的生产能力尚应参照生产企业实际达到的能力加以校正。

$$Q = K_1 K_2 K_3 Q_0 \quad (1-8-3)$$

$$Q_0 = qe$$

$$K_1 = \frac{\rho_{\text{松}}}{1.6} \text{ 或 } \frac{\rho_{\text{实}}}{2.7}$$

式中 Q ——设计条件下破碎机的生产能力, t/h ;

Q_0 ——标准条件下(中硬矿岩, 松散体密度 $1.6 t/m^3$)破碎机的生产能力, t/h ;

q ——颚式、旋回破碎机单位排料口宽度的生产能力, 见表 1-8-15、表 1-8-16, $t/mm \cdot h$;

- e ——破碎机排料口宽度, mm;
 K_1 ——矿岩可碎性系数, 见表1-8-17;
 K_2 ——矿岩密度修正系数;
 $\rho_{\text{散}}$ ——松散矿岩密度, t/m^3 ;
 $\rho_{\text{密}}$ ——矿岩密度, t/m^3 ;
 K_3 ——块度修正系数, 见表1-8-18。

颚式破碎机 q 值

表 1-8-15

破碎机规格	400×600	600×900	900×1200	1200×1500	1500×2100
$q(\text{t/mm}\cdot\text{h})$	0.65	0.95~1.0	1.25~1.3	1.9	2.7

旋回破碎机 q 值 表 1-8-16矿岩可碎性系数 K_1 表 1-8-17

破碎机规格	900/160	1200/180	矿石硬度 (f)	抗压强度 (98kPa)	K_1
$q(\text{t/mm}\cdot\text{h})$	4.5	6.0	16~20	1600~2000	0.9~0.95
			8~16	800~1600	1.0
			<8	<800	1.1~1.2

块度修正系数 K_3

表 1-8-18

给料最大块度和给料口宽之比	0.85	0.6	0.4
K_3	1.0	1.1	1.2

破碎机生产能力实例见表1-8-19至表1-8-20。

破碎机的主要性能规格见表1-8-21至表1-8-22。

颚式破碎机生产能力实例

表 1-8-19

设备规格	矿 名	矿岩特性	松散矿岩密度 (t/m^3)	给料块度 (mm)	排料口宽度 (mm)	生产能力 (t/h)	单位排料口宽度的生产能力 ($\text{t/mm}\cdot\text{h}$)
380×600	新冶铜矿	砂卡岩	2.1		60	42	0.533
400×600	通化铜矿	$f=8\sim10$	1.67	300	60	40	0.64
400×600	四山铁矿	$f=8\sim12$	2.1		55	70	0.97
400×600	水口山铅锌矿	$f=8\sim10$	2.27		130	95	0.515
400×600	青城子铅锌矿		2.0		85	60	0.565
600×900	新冶铜矿	砂卡岩	2.1	450	77.5	84.5	0.853
600×900	柴河铅锌矿		1.9		70~80	100~120	1.2~1.26
600×900	酒厂铅锌矿		1.8	300	65	92	1.25
600×900	胡家峪铜矿		1.8	400	122	179	1.3
600×900	因林埠铁矿	砂卡岩	2.17		65	70	0.8
900×1200	红透山铜矿(井下)	片麻岩	1.85		200	400	1.73
1200×1500	海南铁矿	$f=12\sim15$	2.5		250	800	2.05
1500×2100	南芬铁矿(平南内)	$f=12\sim16$	2.0	1000	约250	1000	3.2
1500×2100	大冶铁矿	$f=10\sim16$	2.4	1000	约210	800	2.55
					约180	735	2.72

注: 本表转引自“选矿设计参考资料”。

表 1-8-20 旋回破碎机生产能力实例

设备规格	矿 名	矿 岩 特 性	松散矿石密度 (t/m ³)	给料块度 (mm)	排料口宽度 (mm)	生产能力 (t/h)	单位排料口宽度的生产能力 (t/mm·h)
900(18英寸)	甘井子石灰石矿		1.6	750	约 125	约 620	4.95
1200	大孤山铁矿	赤铁矿 f = 12~18	2.3	1000	约 160	1500	6.95
1200	大孤山铁矿	磁铁矿 f = 12~16	2.0	1000	约 160	1400	7.05
1200	东鞍山铁矿	赤铁矿 f = 12~18	2.0	1000	150~200	1000~1400	5.35~5.6

注: 本表转引自《选矿设计参考资料》。

表 1-8-21 颚式破碎机主要性能规格

类 型	型 号	最大给料块度 (mm)	排料口 调节范围 (mm)	样本生产 能力 (t/h)	传 动 电 机		润滑装置规格 (L/min)	外形尺寸 (长×宽×高) (mm)	检修最大 件重量 (t)	总质量 (t)	参考价格 (元)	生产厂
					功 率 (kW)	电 压 (V)						
颚 式	PE 400×600	350	40~160	25~64	30	380		1700×1732×1855	2.97	6.3	21200	② 等
	PE 600×800	<480	75~200	56~192	80	220/380	手动干油泵	2600×3700×2400	7.77	20	70000	① 等
	PE 900×1200	750	100~200	150~300	110	380	专用油站 40L	4800×4500×3300		49.0	156000	①②③
简 式	井下 900×1200	650	150~180	140~200	110	380	专用油站40L	7400×7100×2700	9.47	64	150600	①
	液压 900×1200	750	100~180	140~180	95	380	Q/ZB2703-87(40L)	4700×3834×2945		68.3		①
	1200×1500	850	130~180	250~350	180	380/3000	专用油站83L	8200×8100×3500		131	300000	④
颚 式	1500×2100	1250	170~220	480~600	280	3000/6000		9150×9210×4460		224	480000	①

注: 生产厂—①沈阳重型机器厂; ②上海建设机器厂; ③第二重型机器厂; ④洛阳矿山机器厂;
参考价格系根据1980年统配机械产品目录第一册。

表 1-8-22 旋回破碎机主要性能规格

型 号	最大给料口 料块宽度 (mm)	每小时生产 能力 (t/h)	传 动 电 动 机		润滑油规格 (L/min)	动转数 (r/min)	外形尺寸 (长×宽×高) (mm)	最大件尺寸 (mm)	最大件质量 (t)	总 质 量 (t)	参 考 价 格 (元)	生 产 厂
			型 号	功 率 (kW)	电 压 (V)							
地下用液压 900/150	750	150	JR136-8	180	380	油泵电机2.2kW 油冷却水量7.2m³/h	125	6800×4080×6556	4080×1300 ×1930	26.69	181.67	①
液压 900/130	750	130	JR137-8	200/210	380	专用油站63L		4060×4060×5130		141		①
液压 900/150	750	150	JR136-8	180	380		125	6370×4060×6550	槽底28.51 槽部25.34 中梁体40.2	139.8	380000	②
液压 900/170	750	170	JR137-8	200/210	380	专用油站63L		4080×4060×5130		141		①
液压 1200/160	1000	160	JRQ158-10	310~350	6000	专用油站125L	110	4670×4670×6255		228.8	770000	①
液压 1200/210	1000	210	JRQ158-10	310~350	6000	专用油站125L		4670×4670×6255		229		①
液压 1400/170	1200	170	JRQ1510-10	340~400	3000/6000	专用油站125L		5360×5360×8710		314.6	950000	①
液压 1400/220	1200	220	JRQ1510-10	340~400	3000/6000	专用油站125L		5360×5360×8710		305		①
液压 1600/180	1350	180	JRQ158-10	310	6000	专用油站125L		6200×6200×10000		481		①
液压 1600/230	1350	230	JRQ158-10	310	6000	专用油站125L		6200×6200×10000		481		①
液压, 轻型 900/130	750	130	JR136-8/ JR128-8	145/155	3000/380	专用油站40L		4935×3510×4935		86.5/86.7		②
液压, 轻型 1200/150	1000	150	JR137-8	200~210	380	专用油站		4530×4530×6000		144		①

注: 1. 生产厂——①沈阳重型机器厂, ②洛阳矿山机器厂;

2. PX1600/180和PX1600/230型待试制;

3. 参考价格系根据1980年统配机械产品目录第一册。

8.3.1.2 给料机

矿山粗破碎系统的给料机,国内目前常用的有板式,振动,辊式等。应根据给料块度大小、粒级组成及其物理机械特性等有关参数选用,并按其所承受矿仓中矿石柱压力的大小而别。

国外有些矿山在矿仓和矿堆下曾使用芬兰KONE公司生产的液压往复式给料机(HYDROSTROKE)。其型式有座式,带有漏斗式和悬挂式等。小时给料能力达千余立方米,给料最大块度可达2m左右。

1. 板式给料机

板式给料机使用条件、主要性能参数及选型计算参见本篇第三章3.1.14.1。地下粗破碎系统工作条件较恶劣,可靠性要求较高,因而常选用重型的板式给料机。布置时如条件许可,其下部应设斜溜槽与下部溜井或矿仓相联,让粘结在链板上的粉矿或泥浆能直接落在斜槽上。也有矿山在板式给料机下部设一带式输送机,在其胶带上固定有小刮板。开动带式输送机,即可将板式给料机下部所粘结的粉矿刮下,使其同破碎后的物料一道运出。

2. 振动给料机

振动给料机有机械偏心激振和电磁激振二类。其选型计算分别见本篇第一章1.5.1.2和第三章3.1.14.1有关部分。如振动给料机与带式输送机配套往箕斗计量漏斗装载,其性能除满足给料块度要求外,生产能力应与带式输送机相匹配,并能在箕斗两次装载的间歇时间内完成计量漏斗要求的装载量。当矿岩含泥、水较多时,应在溜口装设防“跑矿”的控制闸门。

8.3.2 地下破碎设施的布置

地下破碎设施按矿石品种和矿山提升运输形式,可分为破碎单一矿石和多种矿石;往计量装置中装矿和往带式输送机装矿,其实例见图1-8-9至图1-8-10。

配置时需注意:

(1) 为保证破碎机作业的均衡性和避免地下运输、地下破碎、往外提运各环节的相互干扰,在阶段卸矿站至破碎机和破碎机到计量装置之间,一般应设置矿仓(溜井)。其容量各为0.5~1h的贮矿量,或各不小于两列车有效装载量。

(2) 矿仓较深时,应在矿仓底设置闸门,以便于板式给矿机的维修和保证运转的安全。

(3) 板式给矿机可配置为水平和向上倾斜两种。倾斜时,可以增大矿仓容积或降低配置高差,但倾角最大以不超过 12° 为宜。

(4) 竖井(或斜坡道,斜井,平峒等)及其至破碎硐室间通道的断面,应能满足破碎设备最大件通过的要求。

(5) 硐室大小依设备外形尺寸和配置要求而定,应能符合安装、运转和维修时的需要。

在岩石条件许可时,900×1200颚式破碎机单台检修面积,一般为50m²左右。双台反向布置,两基础间检修场地则应略大于50m²。

(6) 当采用地下型900×1200颚式破碎机,按照通常配置因硐室围岩较松软掘进有困难时,也可把其电机调转180°配置于破碎机主体的后侧,并相应将油箱等移设于电机后

表 1-8-23

电动双吊钩桥式起重机械规格表

电 动 机										最大轮压 (tf)	常用大车 轨 距	质 量 (t)	生 产 厂	
起升量 (t)	跨度 (m)	起升 高度 (m)	最大 幅度 (mm)	主钩起升		副钩起升		小车运行						大 车 运 行
				型 号	功 率 (kW)	型 号	功 率 (kW)	型 号	功 率 (kW)					
15/3	10.5	16/18	5200	JZR ₁ -51-8	22	JZR ₁ -41-8	11	JZR ₁ -12-6	3.5	JZR ₁ -21-6	43kg/m	17.92	大连起重机械 厂、上海起重 运输机械厂 等	
	13.5									2×5		19.42		
	16.5									2×7.5		21.57		
	19.5									2×7.5		25.42		
	22.5									2×7.5		27.91		
	25.5									2×7.5		32.4		
20/5	10.5	12/14	5200	JZR ₁ -51-8	22	JZR ₁ -42-8	16	JZR ₁ -12-6	3.5	JZR ₁ -21-6	43kg/m	18.41	大连起重机械 厂、上海起重 运输机械厂 等	
	13.5									2×5		20.16		
	16.5									2×7.5		22.43		
	19.5									2×7.5		26.46		
	22.5									2×7.5		29.11		
	25.5									2×7.5		33.65		
30/5	10.5	16/18	6080	JZR ₁ -62-10	45	JZR ₁ -42-8	16	JZR ₁ -21-6	5	JZR ₁ -22-6	QU 70	25.85	大连起重机械 厂、上海起重 运输机械厂 等	
	13.5									2×7.5		28.25		
	16.5									2×7.5		31.37		
	19.5									2×7.5		36.07		
	22.5									2×7.5		39.46		
	25.5									2×11		44.49		
50/10	10.5	12/16	6380	JZR ₁ -6-10	60	JZR ₁ -52-8	30	JZR ₁ -22-6	7.5	JZR ₁ -31-6	QU 80	35.32	大连起重机械 厂、上海起重 运输机械厂 等	
	13.5									2×11		38.16		
	16.5									2×11		42.48		
	19.5									2×11		46.67		
	22.5									2×16		50.57		
	25.5									2×16		56.65		

续表

电 动 机													生产厂		
起升量 (t)	跨度 (m)	起升 高度 (m)	最大 宽度 (mm)	主 钩 起 升		副 钩 起 升		小 车 运 行		大 车 运 行		最大轮压 (tf)		常用大车 钢 轨	质量 (t)
				型 号	功 率 (kW)	型 号	功 率 (kW)	型 号	功 率 (kW)	型 号	功 率 (kW)				
75/20	13.5											22.9		57.3	大连起重机械 器厂、上海起重 运输机器厂 等
	16.5											24.6	QU 80	60.8	
	19.5											26.1	或	66.0	
	22.5	20/22	9500	JZR ₂ -71-10	80	JZR ₂ -52-8	30	JZR ₁ -41-8	11	JZR ₁ -42-8	2×16	27.3	QU100	70.6	
	25.5											28.6		76.6	
	28.5											29.6		81.8	
100/20	31.5											30.4		86.7	大连起重机械 器厂、太原重 型机器厂等
	13											31.4		86.4	
	16											32.5		70.5	
	19											33.8		75.7	
	22	20/22	9500	JZR ₂ -71-10	80	JZR ₂ -52-8	30	JZR ₁ -41-8	11			35.0	QU 120	81.7	
	25											36.1		86.9	
125/20	28											37.0		93.9	太原重型机 器厂
	31											38.2		101.0	
	13											55	QU100	100	
	16												或	105	
	19												QU120	115	
	22	20/22	8800	JZR ₂ -71-10	80	JZR ₂ -52-8	30	JZR ₂ -42-8	16	JZR ₂ -52-8	2×30			125	
150/30	25													135	太原重型机 器厂
	28													145	
	31													155	
	13											35	QU100	135	
	16												或	145	
	19												QU120	165	
150/30	22	24/26	10400	JZR ₂ -71-10	80	JZR ₂ -52-8	30	JZR ₂ -51-8	22	JZR ₂ -42-8	4×16			175	太原重型机 器厂
	25													185	
	28													195	
	31													210	
	13														
	16														

注: 1. 表列起重机械工作制度为中级;

2. 起升量≤50t 操纵室有开式、闭式两种, 可任选一种;

3. 本机如用于露天, 订货时应注明需带防雨罩。

面的地坑内,以减少硐室的跨度。

(7) 通风要求详见矿床开采卷地下开采篇第十六章有关部分。除尘及污水排放要求,参阅8.4.2注意事项(9)和(10)。

(8) 为便于检修,硐室应设置起重设备,其起升量按起吊最大件质量来选择。选用桥式起重机时其桁架应为可拆的分段运至现场组装。手动单、双梁起重机规格见本篇第五章表1-5-32和表1-5-33。电动双吊钩桥式起重机规格见表1-8-23。

地下颚式破碎机站的配置型式及其优缺点、技术特征比较见表1-8-24。

地下颚式破碎机站配置型式及其技术特征比较一览表

表 1-8-24

序号	配置型式	优点	缺点	矿 山 实 例								
				矿 名	破碎机	给矿机	硐 室					检修面积 (m ²)
							长 (m)	宽 (m)	高 (m)	开凿量 (m ³)	混凝土 (m ³)	
1	单机,从硐室长轴端部给矿	布置紧凑,跨度小;吊车工作方便,利于施工		红透山铜矿	颚式 900×1200	板式 1500×6000	15	8.7	10.4	1548	—	24.7
2	单机,从硐室短轴向给矿	检修场地较大	硐室的拱脚受到破坏,给矿机减速箱和电动机起吊不便	程潮铁矿	颚式 900×1200	板式 1600×4000	13.8	9.1	12.63	2307	201.7	54
3	双机,从硐室长轴两端给矿	与序号1优点同		大厂锡矿	颚式 900×1200	板式 1600×6000	31	9 (10)	12.33	3477	117.4	~50
4	双机平行,从硐室短轴向给矿	检修场地较大;布置集中操作观察较方便	与序号2缺点同	金山店铁矿	颚式 900×1200	板式 1500×4000	31	11.5	14	4809.6	207.92	95
5	单机,从硐室短轴两边给矿	能破碎多种物料	硐室结构复杂,余与序号2缺点同	尖林山铁矿	颚式 900×1200	板式	21	9.0		5643		

注: 1.表内数据引自《冶金矿山地下破碎系统设计》一书;

2.破碎硐室的开凿量包括基础量;

3.序号3的检修面积按图1-8-14,

从表1-8-24中可以看出,当采用单溜井配单破碎机系统时,从硐室长轴端部给矿与从硐室短轴方向给矿的配置型式比较,前者工程量小,投资省,施工期较短。设计时应优先予以考虑。

如一台破碎机需担负两种或两种以上物料破碎时,其配置是采用从硐室两边给矿形式,还是将板式给料机布置于破碎站上方另一硐室内,应作技术经济比较后确定。

单一物料破碎后经带式输送机运出的系统布置见图1-8-9。

多种物料破碎后经竖井箕斗提升的系统布置实例见图1-8-10。

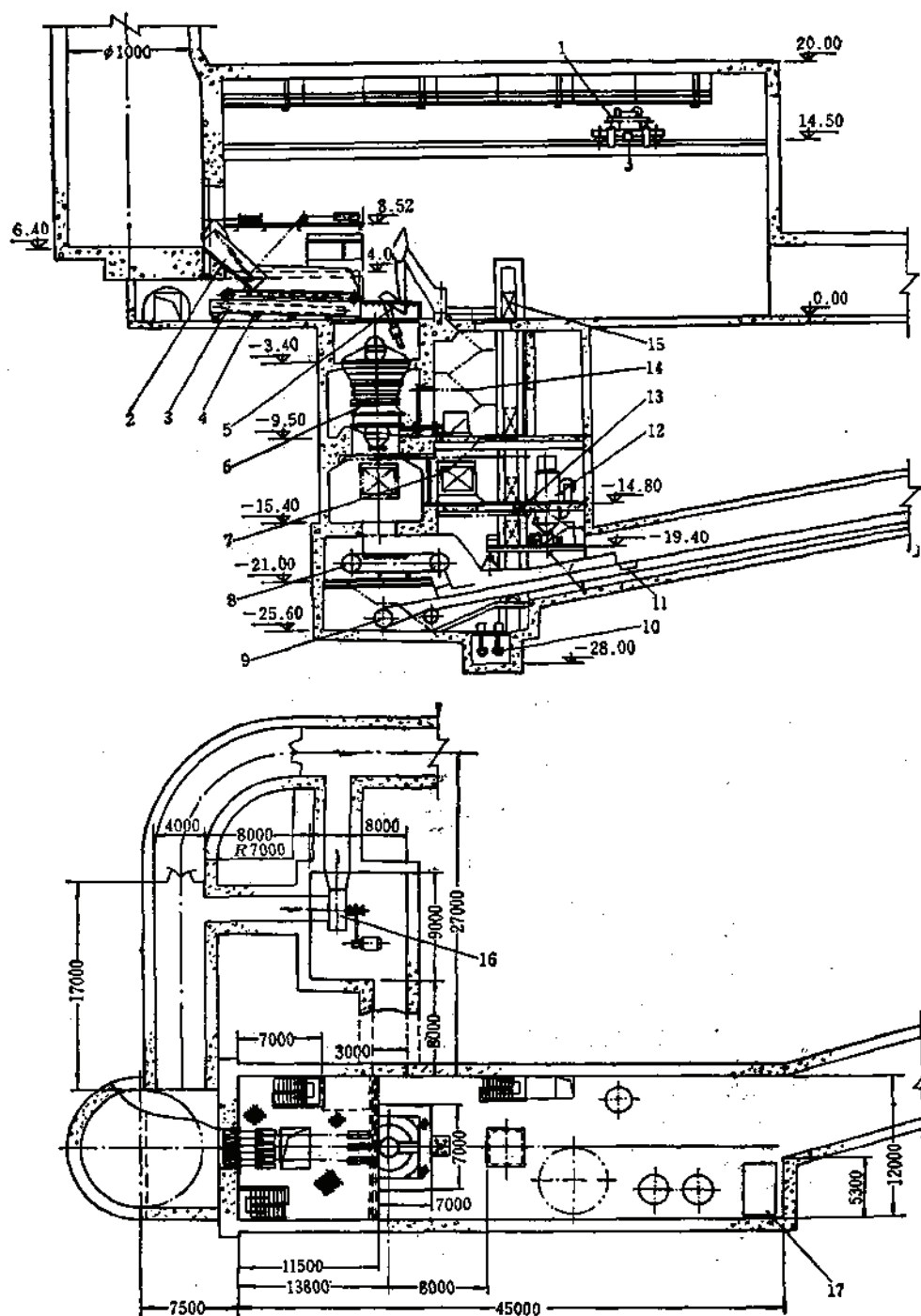


图 1-8-9 单一物料破碎后经带式输送机运出系统布置图

1—80/20t桥式起重机, 2—3300×2500液压闸门, 3— $B=3000$ 粉矿带式输送机, 4—3×10m板式给料机, 5—液压碎石机, 6—1524-2286 旋回破碎机, 7—旋回破碎机 液压装置检修平台, 8—2.5×6.5m 胶带给料机, 9—1.6m 宽钢丝绳芯带式输送机, 10—污水泵, 11—胶带撕裂探测器, 12—49290m³/h 湿式除尘器, 13—5t 单轨吊车, 14—5t 吊车位置, 15—载人电梯, 16—通风机, 17—电熔铸炉

地下破碎机配置实例见图1-8-11至图1-8-18。

破碎机主要磨损件和材料消耗见表1-8-25。

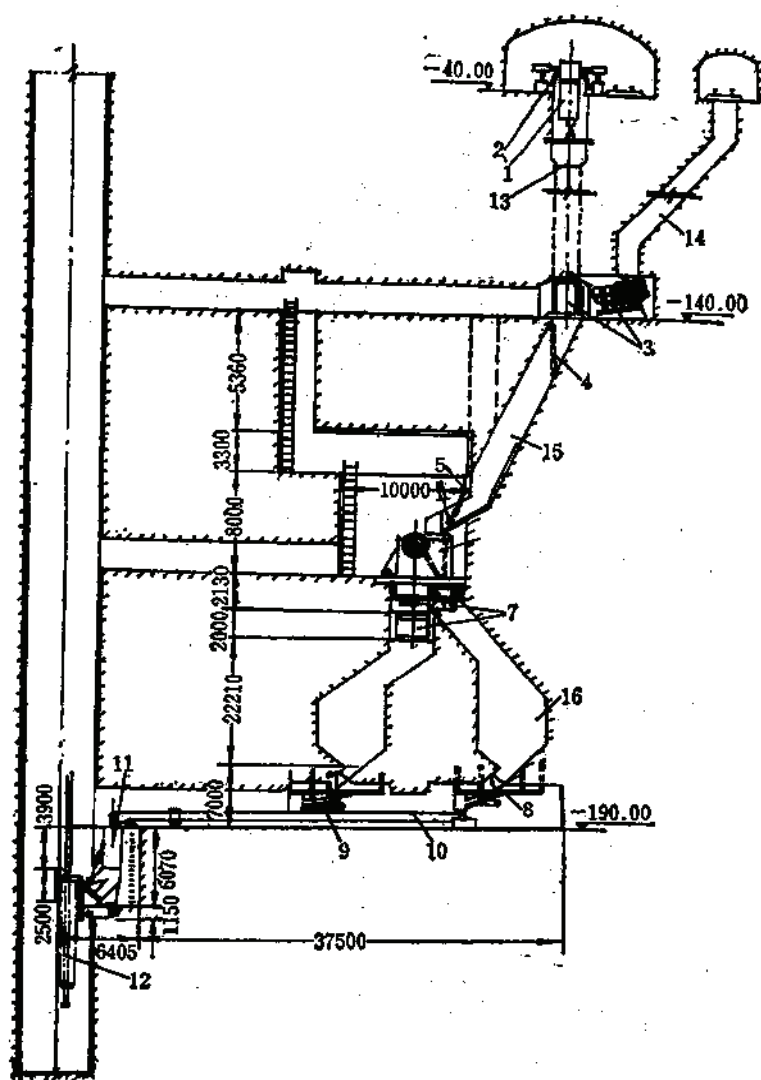


图 1-8-10 多种矿石破碎后经竖井箕斗提升系统配置(凤凰山铜矿)

1—7m³底卸式矿车；2—卸载站；3—重型板式给矿机(三台)；4—缓冲链；5—风动链式闸门；6—1000×1200颚式破碎机；7—分配小车(二台)；8—风动扇形闸门(三台)；9—电振给矿机(三台)；10—1.2m宽带式输送机；11—计量装置；12—10.5t底卸式箕斗；13—矿石溜井；14—废石溜井；15—溜槽；16—矿仓及废石仓(共三个)。

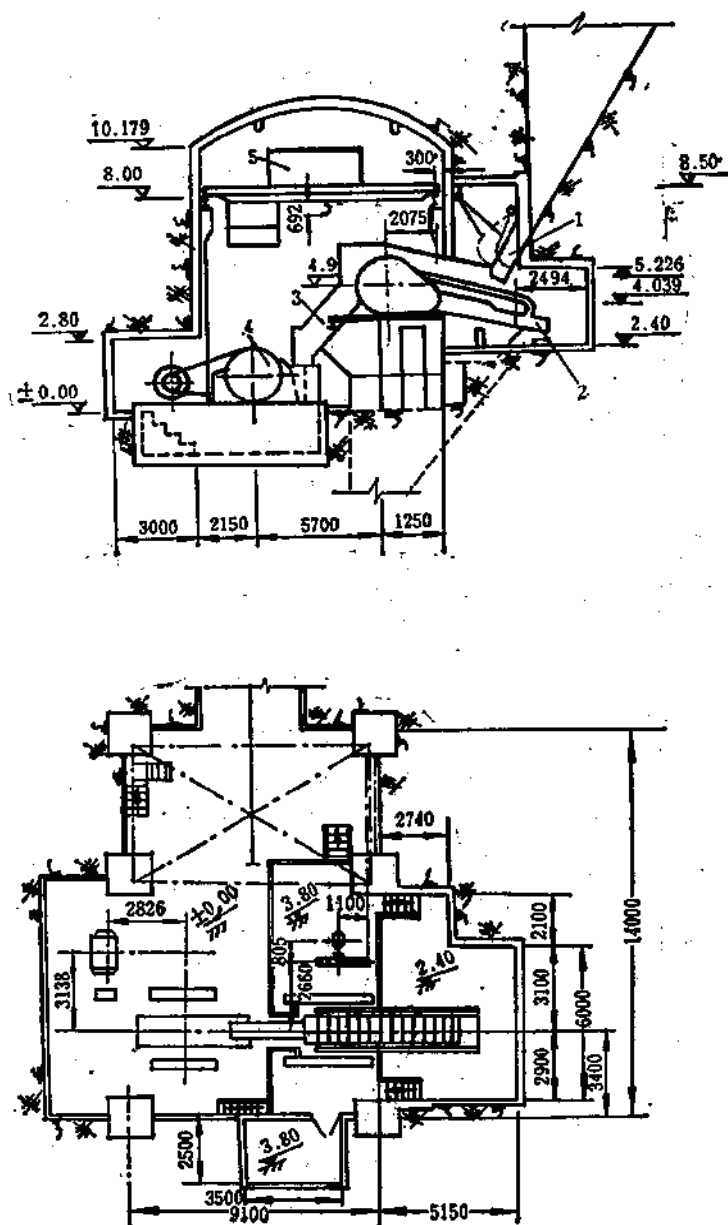


图 1-8-12 颚式，单机，从硐室短轴向给矿配置（弓长岭铁矿）

1—手动指状闸门；2—1500×4000重型板式给矿机；3—1500×3000固定筛；4—900×1200颚式破碎机；5—15/3t电动桥式起重机

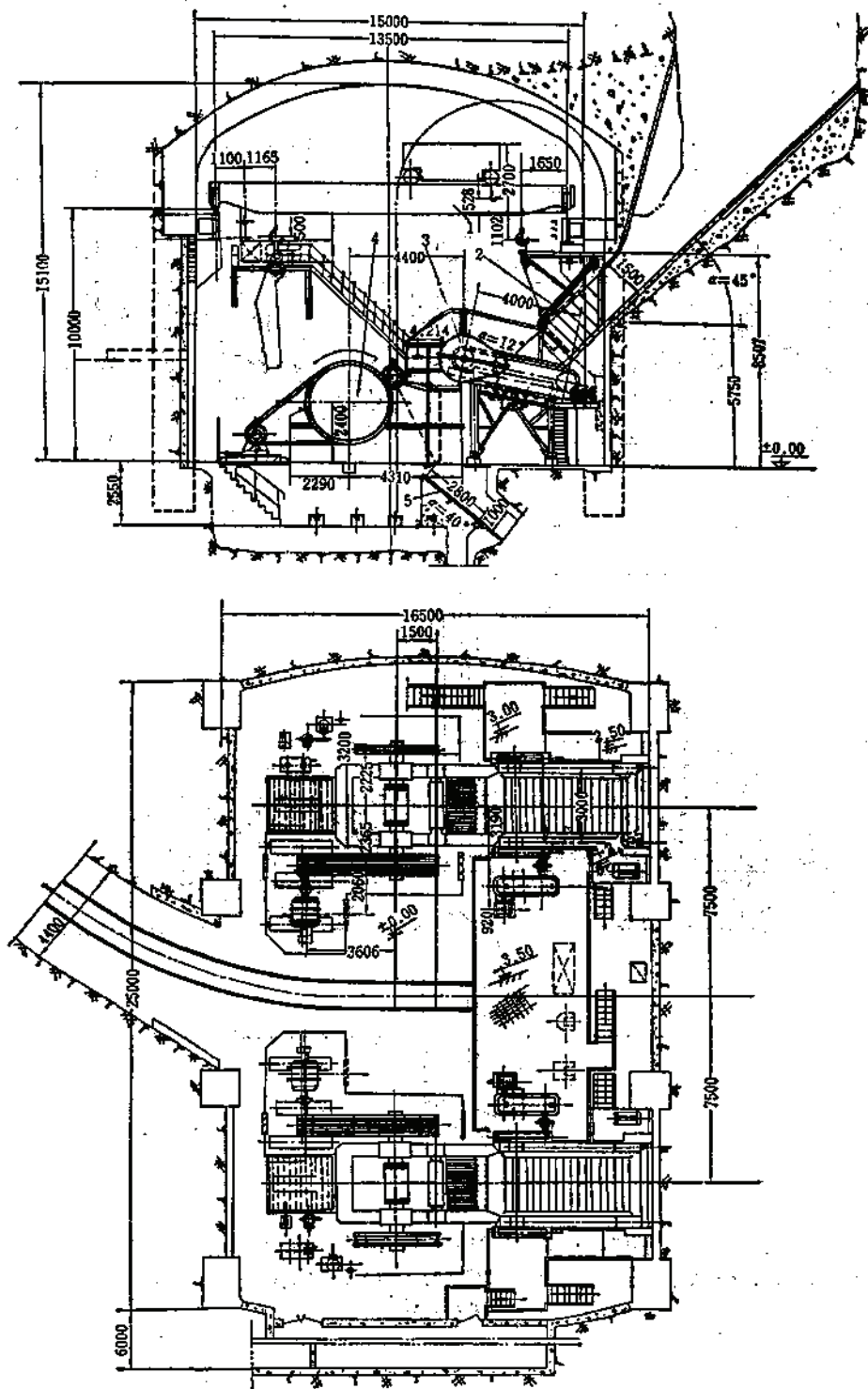


图 1-8-14 颚式, 双机平行, 从硇室短轴向给矿配置 (南芬铁矿北部溜井)
1—50/10t 电动桥式起重机; 2— $B=2100\text{mm}$ 重型指状闸门; 3— $2400\times 4000\text{mm}$ 重型板式給料机; 4— $1500\times 2100\text{mm}$ 颚式破碎机; 5— $2000\times 2800\text{mm}$ 固定式铁棒筛

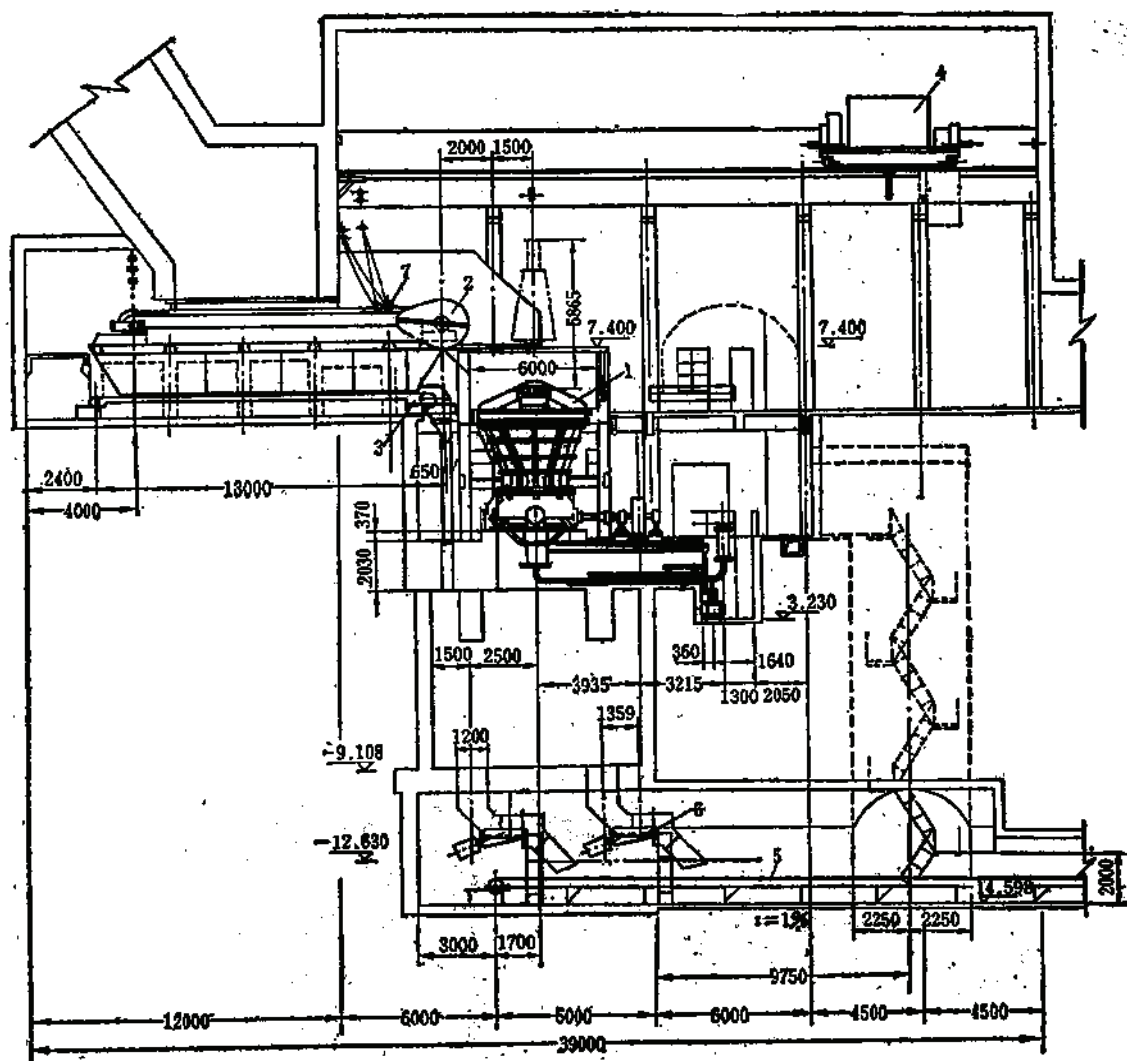
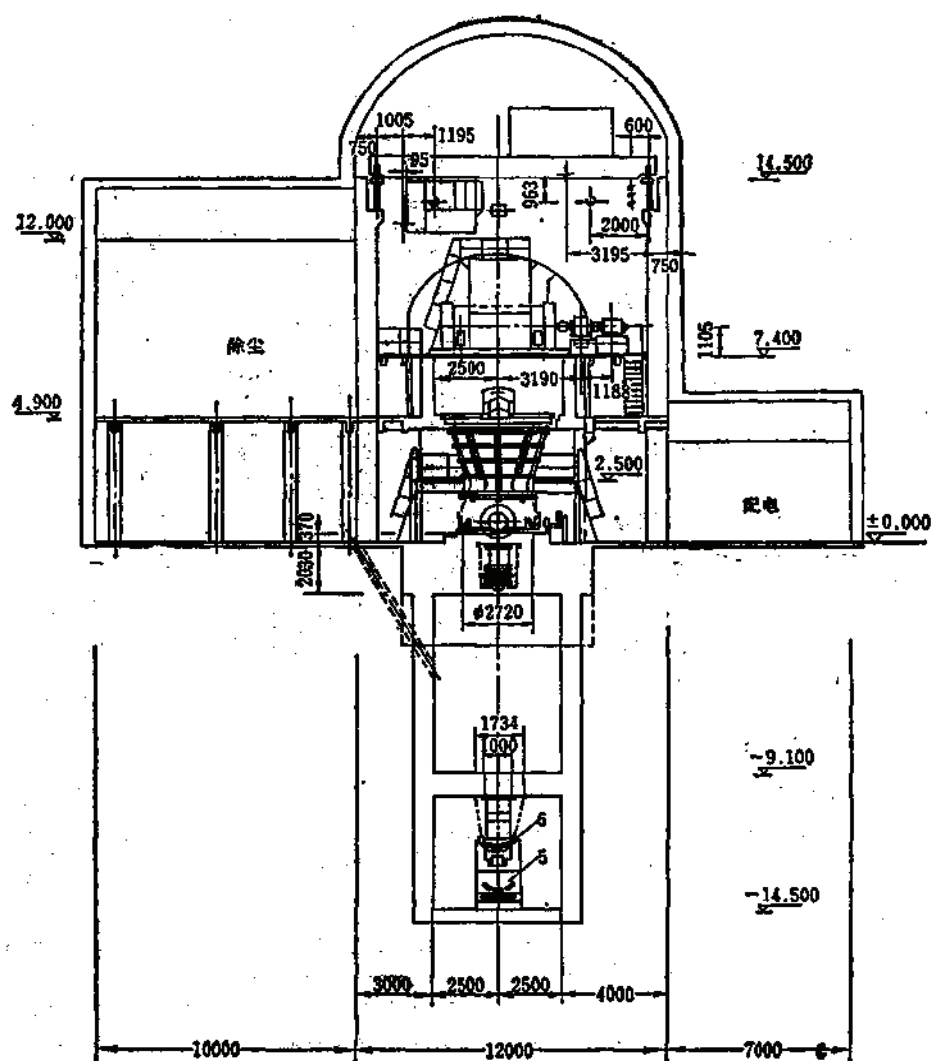


图 1-8-17 1200/150轻型旋回

1—1200/150轻型液压旋回破碎机, 2—ZBG 2000×12000重型板式给料机, 3—B=650mm 粉矿带式输送



破碎机配置 (永登水泥厂)

机, 4—50/10t 电动双钩桥式起重机, 5—B=1200mm 带式输送机, 6—GZ7 电磁振动给料机, 7—链栅式闸门

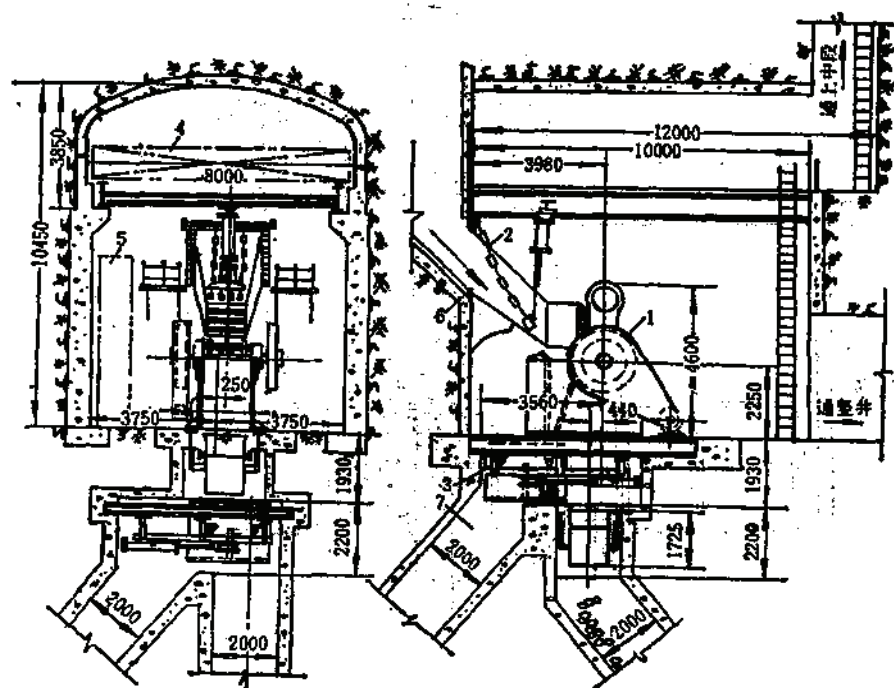


图 1-8-18 颚式, 单机, 从洞室长轴端部给矿破碎多种物料的配置 (凤凰山铜矿)

1—1000×1200颚式破碎机; 2—风动链式闸门; 3—分配小车(二台); 4—25t电动桥式起重机; 5—收尘装置; 6—溜槽; 7—矿仓及废石仓(共三个)

主要磨损件和材料消耗

表 1-8-25

材 料 名 称	使用条件或设备	每吨原矿消耗
衬 板 (kg)	硬 岩	0.015~0.025
衬 板 (kg)	软 岩	0.005~0.01
钢 材 (kg)	硬 岩	0.01
钢 材 (kg)	软 岩	0.006
胶 带 (m ²)		0.001
稀 油 (kg)	颚式破碎机	0.005
稀 油 (kg)	旋回破碎机	0.003
干 油 (kg)	颚式破碎机	0.003
干 油 (kg)	旋回破碎机	0.002

注: 表内数据摘自《选矿设计参考资料》表5-5中, 1972年版。

当矿岩硬岩 $f = 8 \sim 17$ 时, 颚式破碎机锰钢衬板单位耗量亦可参照下式求出^①,

$$U = 0.0065 \left(\frac{f}{10} \right)^4 \quad (1-8-4)$$

式中 U ——锰钢衬板耗量, kg/t ;

f ——普氏硬度系数。

8.4 露天粗破碎机站

露天粗破碎机站从其设置的型式, 可分为固定式、半固定式及移动式。

固定式破碎站常设于露天采场境界外附近、中间阶段上、平硐口或竖井口旁侧, 具体位置依可供利用的地形高差及工程地质条件而定。与半固定式破碎机相比, 其优点是: 服务年限长; 受爆破影响较小; 能布置一定容量的贮矿设施来调节物料的转运; 基建总投资较省。缺点是增长了露天采场内粗物料的运距; 站房建、构筑物工程量大; 施工时间较长; 初期基建投资大。

半固定式破碎站多设在露天采场工作平台间或溜井口, 随着开采的延伸而向下移设。布置时受工作平台宽度、高度的制约。其优点是: 可缩短露天采场内原矿(岩)的运距; 建、构筑物均较简单, 常将其作成钢制拼装式, 以便于拆迁; 基建初次投资较少。缺点是受所服务阶段矿量的限制, 服务年限较短, 移设时对生产有些影响; 在其周围进行爆破作业时亦需采取一定安全措施。

移动式破碎站的设置及其选型, 详见本章8.5。

露天采场(或矿山地面)粗破碎站设置的原则是:

(1) 当矿岩运距超过运搬机具的经济使用范围, 并经技术经济综合比较, 才考虑设置。

(2) 采场出矿块度大于运输机具要求时。

(3) 站址应位于矿岩运输中心, 并有合适的地形可供利用, 基建工程量较小。半固定式或移动式破碎站址, 还应考虑到施工时不干扰生产正常的进行。

(4) 固定式粗破碎站的使用寿命, 一般应不低7年, 或是经技术经济比较确定的合理年限。

(5) 确定半固定式或移动破碎站的移动步距, 应充分考虑到拆迁、安设和调整所需要的时间及其工程量。

8.4.1 露天粗破碎机型式的选择

选择露天破碎机时应考虑的因素与选择地下破碎机大致相同。其中尤应注意给料口宽度与最大给料块度的关系。

最大给料块度与矿石赋存条件、采矿方法、凿岩、爆破参数等有关。一般是由采矿工艺专业确定后提出合理的给料块度。但亦需注意到, 露天穿孔、装运装备的大型化亦为超大块物料的出现提供了基础。

① 引自《金属矿山井下破碎装置》。

由于开口900mm以上的旋回破碎机可以直接受矿,单位时间处理能力较大。中型以上露天矿山的出矿块度又较大,因而露天粗破碎机一般多采用旋回破碎机。地下开采矿山的地面粗破碎机选型原则与地下破碎机同。

硬岩矿山露天粗破碎站设备,除破碎机外,其余的亦与坑内破碎设施中设备相同。有关选型及计算请参阅本章8.3.1。

脆性物料矿山的粗破碎设备,除常选用轻型旋回破碎机外,北京重型机器厂将与联邦德国O&K公司合作生产MAMMUT锤式破碎机有MB-84/135,70/90,56/75,44/75,36/50,28/45六种型号。沈阳重型机器厂为黎塘水泥厂试制的2000×2000mm双转子(带格筛)锤式破碎机,亦已进行过工业试验。其主要技术特征为,最大给料块度1100×2100mm,排料块度0~25mm,生产能力600t/h,电机功率630kW,机器质量100多吨。

露天采场固定式和半固定式粗破碎站,由于受地形和高差的限制,一般多为直接受料。因而破碎机处理能力受到供料状况影响。在计算其年处理量时,应考虑供料的不均匀系数,以及设备年作业率。如为每日三班工作制,设备年作业率为56.5~68%时,其年工作小时数一般不应大于5000h。

国内部分露天粗破碎站主要技术特征见表1-8-26。

国内部分露天粗破碎站主要技术特征

表 1-8-26

序号	矿山名称	日产量 (t)	开采方法	破 碎 机			给料机 规 格 (mm)	吊 车				布置形式	站址	矿石排运 型 式
				型式	规格	台数		型式	起升量 (t)	跨度 (m)	轨面 标高 (m)			
1	德兴铜矿 (二期)	30000	山坡露天 (154t电 动轮)	旋回	液压 1400/ 200	1	重型板式 2400× 8000	桥式, 双 钩	100/20	16	10.5	固 定 式 垂直布置	南山 境界外	高强力 胶带机— 矿堆
2	东鞍山铁矿 (废石)		山坡露天 (60t自翻 车)	旋回	1200/ 180	1	重型板式 2400× 10000	桥式, 双 钩	75/20	14.5	12.40	固 定 式 垂直布置	露 天	钢丝绳 引胶带输 送机
3	白马山水泥厂	600 t/h	山坡露天 (16t汽 车)	旋回 (轻型)	1200/ 150	1	板式 HBQ 1200× 4000	桥式, 双 钩	50/10	13.5	12	固 定 式	露 天 境界外	胶带输 送机
4	冀东水泥厂	600 t/h	山坡露天 (20t汽 车)	锤式	70/90	1	板 式 2300× 11000					固 定 式	露 天 境界外	钢丝绳 胶带运输 机
5	德兴铜矿 (一期挖潜)	15000	山坡露天 (28t汽车)	PX	1200/ 250	1	—	—	—	—	—	半固定式	1° 井 口	窄轨电 机车
6	771 矿		地下开采 竖井	颞式	600× 900	1	中型板式 1200× 3000	手动, 单 梁	5	9	9	固 定 式		架空索 道

8.4.2 露天粗破碎站布置

固定式旋回破碎机站的布置有物料卸载后直接溜入破碎机和先通过条筛再溜入破碎机两种型式。后者可使物料预先筛分,较小的粉状物料直接落入转运矿仓,能防止排矿口堵塞,提高处理能力,节约能耗。但条筛需承受大块物料的冲击、磨损,使用寿命较短,增大了维修量,并影响到年工作日数。条筛的设置亦增大了粗破碎站的总高度,建、构筑物

比较复杂,土建费用高。因而一般多采用不设置条筛,物料直接溜入的形式。只有在爆破后细粒级物料较多,原料含泥、水量较高,势必导致排矿口堵塞时或经技术经济比较,确认为需要时,方采用设置条筛的形式。

设置露天旋回破碎机站时应注意如下事项:

(1) 常采用固定条筛作为预筛分设施,但条筛筛分效率低,一般约为50~60%。需要高差大,且易堵塞。一般在原料中有50%以上不需破碎时才用之。对年产<500万t矿岩的大型露天矿山,其物料块度大于400mm的在5%以下设置条筛才认为是合理。

条筛一般倾斜安装,其倾角为40°~45°,矿石含泥、水多时,需加大5°~10°。条筛的筛分面积可按下列经验公式求出

$$F = \frac{Q}{2.4a} \quad (1-8-5)$$

式中 F ——条筛筛分面积, m^2 ;

Q ——给料量, t/h ;

a ——筛条间距, cm 。

筛条间距应为筛下块度的1.1~1.2倍,一般不小于50mm。筛面宽应按卸料宽度和破碎机给矿口宽度来确定,并要满足最大块度的2.5倍。筛长一般为筛宽的二倍。

目前国内常采用特为设计的钢条来制作筛条,其断面尺寸,依矿石块度、卸矿方式和日处理量而不同。为减缓磨蚀,国外曾研究过在筛条上增设特制的钢帽或衬以橡胶棍垫。

国内外一些矿山筛条使用寿命见表1-8-27。

国内外一些矿山筛条使用寿命

表 1-8-27

项 名	龙泉雾石灰石矿	北 京 铁 矿	德兴铜矿一期选厂	布干维尔铜矿
矿石类型	石灰石 $f=8\sim10$	铁矿石 $f=12\sim15$	铜矿石 $f=6\sim8$	铜 矿 石
给矿最大块度(mm)	1100×1100	2000	950	~300
卸(给)矿方式	20t自卸汽车	12t自卸汽车	板式给矿机	154t电动轮自卸车
筛条断面宽×高(mm)	100或150方钢	200方钢	100×120铸钢	铁棒(间距150mm)
矿山年生产能力(t)	60万	65万	214.5万	3000万
卸矿位数	4	1	1	4
使用寿命(月)	24	12	~4	8

(2) 为防止卸下的超大块物料棚于旋回破碎机给矿口上被后来卸入的物料所遮盖而难以处理,为减低粗破碎站构筑物的全高,粗矿仓的有效容积,一般仅略大于来车每次卸载的最大容积。

卸载口的数目,依运输型式及车流密度而定。大型矿山粗破碎站的卸载口,在地形条件许可时应尽量采用对侧双向卸载。

自卸汽车的卸载口,必需在粗矿仓口边缘,设置坚固的轮挡,以保证汽车后退时的安全。轮挡高度应按车轮直径及斗箱倾卸时后缘位置确定。一般为轮径的三分之一加上0.1~0.15m。

(3) 控制室位于粗矿仓一侧上方, 应有良好的视角, 能看清各卸载口、矿仓内情况及碎石机及碎石机工作情况, 以便于指挥车辆进、出卸载位及进行翻卸作业, 操纵碎石机破碎矿仓内的大块物料和控制破碎机运转。

(4) 为处理车辆卸下的不合要求的大块物料, 应在粗矿仓顶装设碎石机。碎石机型式的选择、装设要求等见本章8.2中有关部分。

(5) 许多冶金、有色露天矿采用年工作日达330天的连续工作制, 每日三班作业, 为缩短停机时数, 大都采用整体部件更换检修制。因而要求在粗矿仓一侧留有足够的更换部件(如动锥, 横梁, 上、中架体, 机座, 偏心套、伞齿轮, 衬板等)堆放和检修的场地。开口1200mm以上固定式旋回破碎机站的检修面积, 应不小于270m²。在检修场地的一侧尚要设置有2个安放锥体的支架或孔洞, 熔铸炉位置和碎石锤放平后拆修的地方。

检修起重机的起升能力应按设备最大件或不便拆卸的最大部件质量来确定。

半固定式粗破碎机站一般则配备移动式起重机, 其起升能力与固定式粗破碎机站要求同。

(6) 破碎机除由粗矿仓的控制室控制外, 在破碎机室内尚应设置能就地进行操作的控制间。旋回破碎机四周的检修平台为可拆卸的。为防止破碎机作业时粉尘从锥体底部液压装置检修道逸出, 需设置密封性能良好, 可拆卸的密闭隔板。在地形条件允许时, 破碎机室应设置大门直通外面, 以加强通风、采光和便于安装、检修时部件的运送。

(7) 为调节旋回破碎机的排矿及带式输送机作业均衡, 缓冲矿仓的有效容积应为车辆最大容积的2~3倍, 或拥有300~500t的有效储量。缓冲矿仓内设高、低料位计。前者常将水银开关装于钢管内, 悬挂于破碎机下的钢保护罩中, 用以防止排矿口被贮满的矿石所堵塞。后者为保证给矿机上有一矿石缓冲垫层。缓冲矿仓内壁衬锰钢或钢轨保护层, 以防被下落物料所磨损。仓顶设密封人孔与破碎机室相通。

(8) 缓冲仓底的给矿机要与输送机相匹配, 并按其结构特征和承受矿柱压力的能力来配置。如采用胶带给料机或振动给料机, 应设有备用机组。使用板式给料机时, 其尾轮中心到溜槽外侧净距应容纳下三块以上的槽板。为便于检修, 尾轮上方也需设置起重梁。在板式给矿机前护罩一侧观察窗旁的操作室, 应为密封可拆卸的。

(9) 粗矿仓上物料卸载时所产生的粉尘, 在气候条件许可时, 最好在各卸矿点上设置高压水喷嘴进行喷雾抑制, 使物料通过水幕后落入矿仓。喷嘴的位置和水管的铺设应防止被卸下的物料砸坏。破碎物料和往输送机上装载时所产生的粉尘常用抽出式通风和湿式收尘器, 使缓冲矿仓保持在负压状态, 以获得较好收尘效果。使用1524-2261mm旋回破碎机的固定式粗破碎机站, 一般用两台49290m³/h湿式收尘器来处理所收集的粉尘。在条件许可时, 收尘器应尽量放于室外, 设于室内时, 应留有足够的空间和面积作检修之用。

(10) 粗破碎机站底层应设有污水坑, 室内地面要有0.015坡向。室外有地形高差可供利用时, 宜用自流排污; 反之, 则用泥浆泵扬送, 其输送量尚应计入室内湿式收尘器所排出的泥浆量。

未设条筛和设置条筛旋回破碎机站配置见图1-8-19和图1-8-20。

布置在露天采场内主溜井口半固定式粗破碎机站配置见图1-8-21。

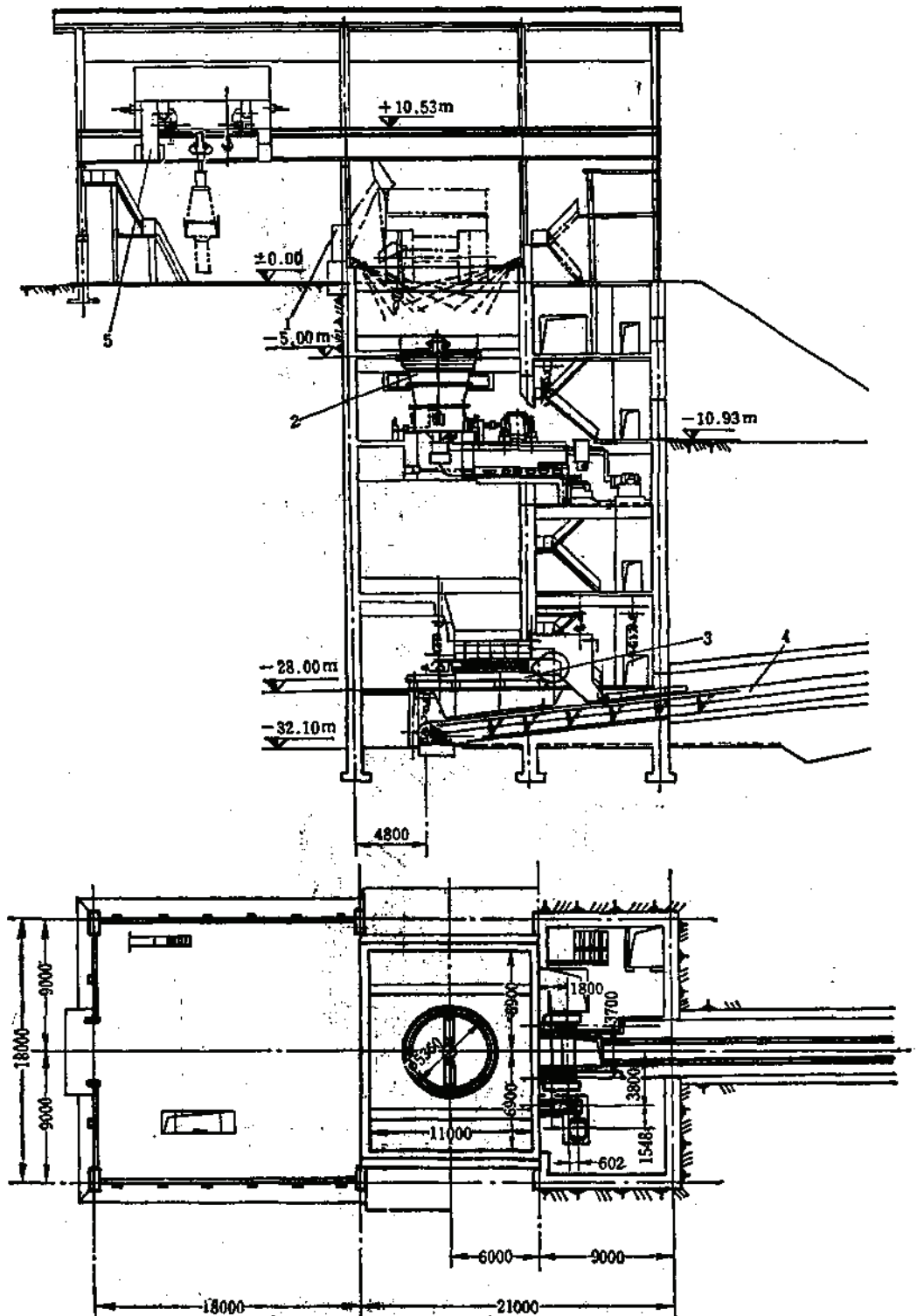
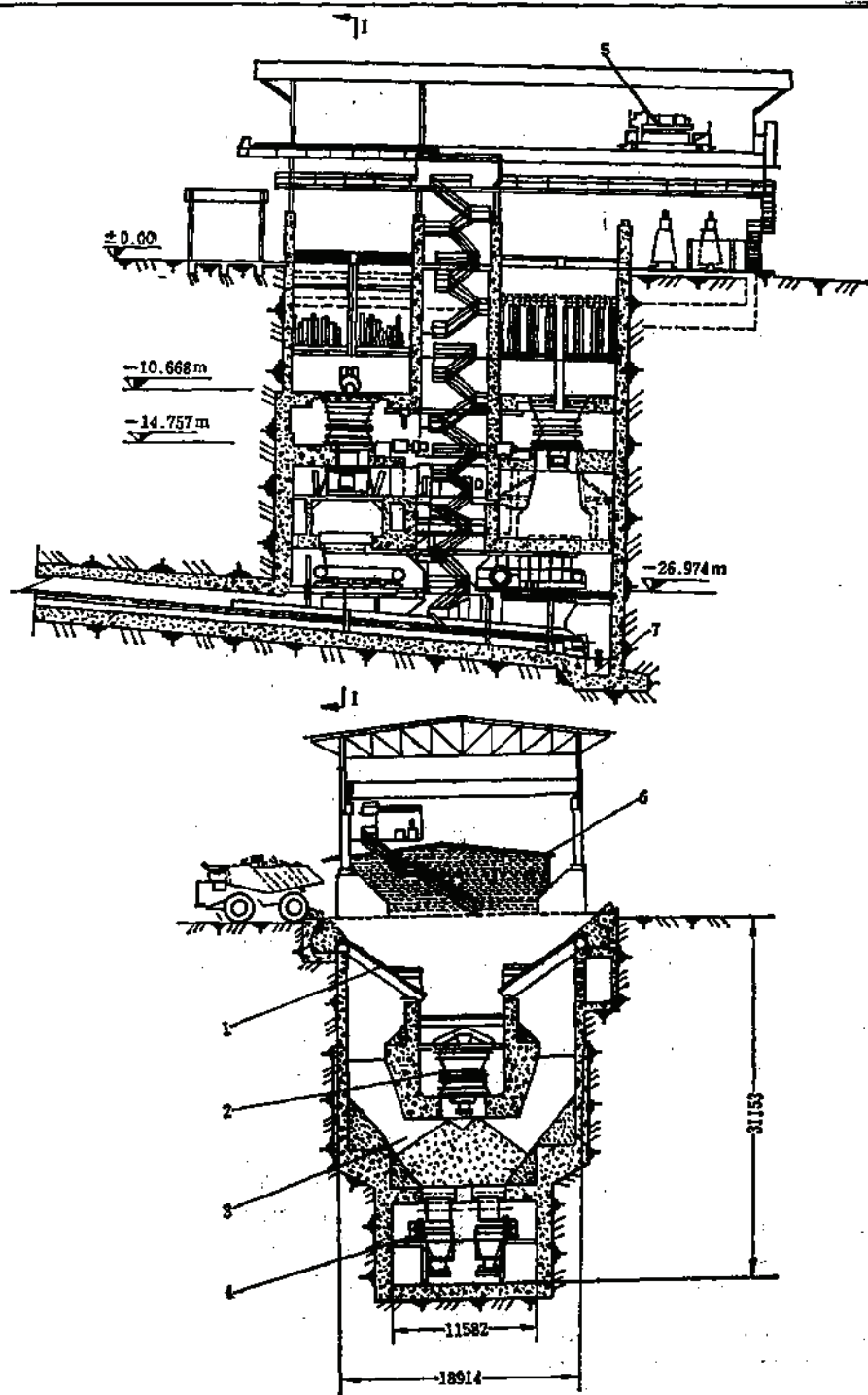


图 1-8-19 固定式未设条筛粗破碎站配置图 (德兴铜矿二期工程)

1—27115J 液压碎石机, 2—1400/200 液压旋回破碎机, 3—2400×8000 重型板式给料机, 4—B=1400mm 带式输送机, 5—100/20t 桥式电动起重机



1-1
图 1-8-20 固定式设置条筛粗破碎站配置图
(BOUGAINVILLE 铜业公司)

1—固定条筛(四个); 2—1372×1836mm 旋回破碎机(二个); 3—450t 缓冲矿仓(二个); 4—1.83 宽板式給料机(四台); 5—60/10t 桥式起重机; 6—控制室; 7—集水坑及排污泵

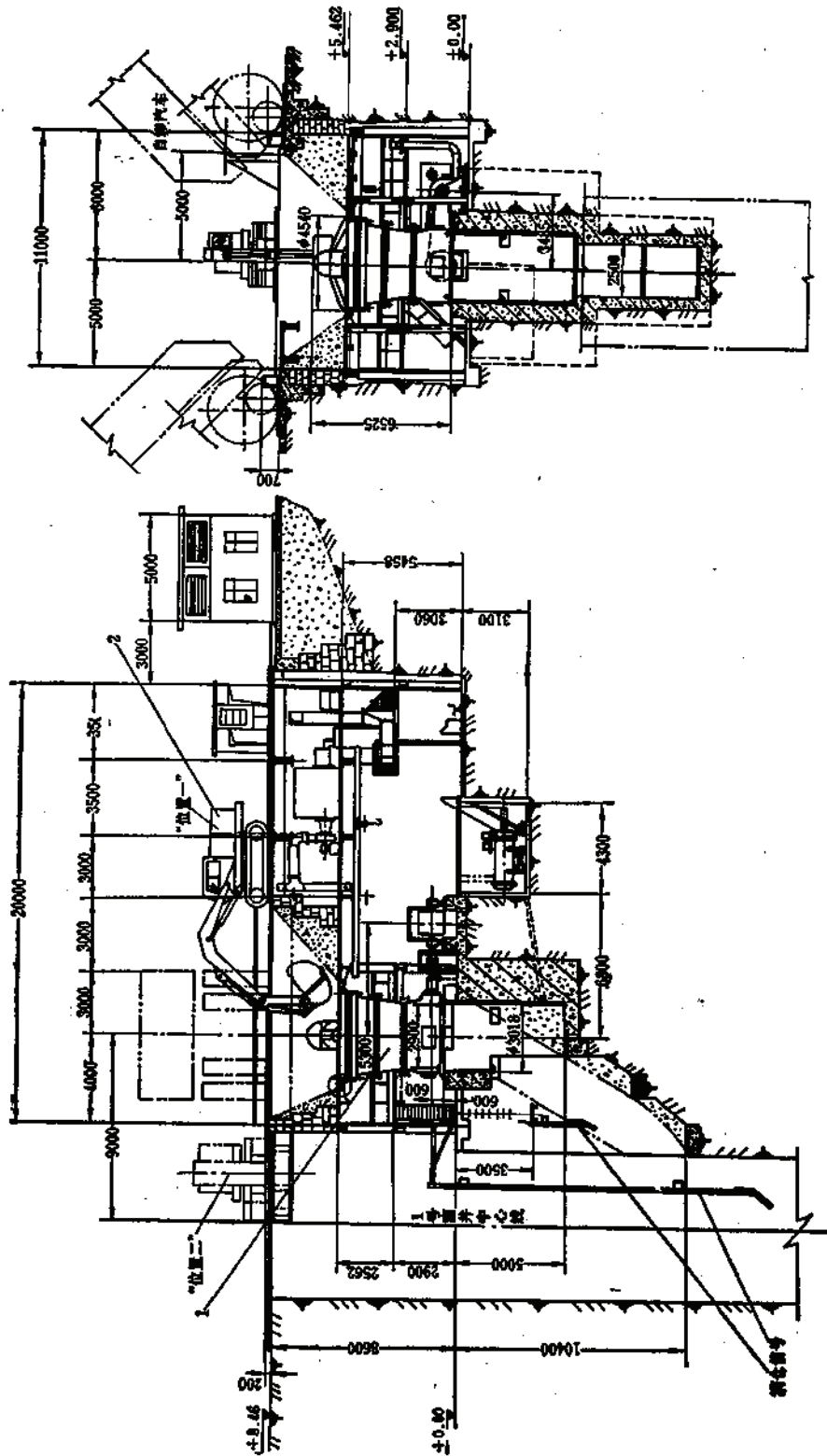


图 1-8-21 半固定式粗碎站配置图
(德兴铜矿南山1^号溜井口)

1—PX1200/250旋回破碎机, 2—WY-100型液压挖掘机

8.5 移动式破碎机组

移动式破碎机组自30年前在国外石灰石采石场采用以来,由于其设置于工作面附近,随采掘作业推进而移动。可用挖掘机或装载机直接供矿,缩短了汽车运距,能将矿岩块度破碎成较小的尺寸,采用能耗低、运输费用便宜、效率高、连续运输的带式输送机系统转送,因而获得广泛重视。

近年来由于汽车运输费用昂贵和开采深度增长,矿岩运距不断增长,促使人们对露天开采的硬岩矿山,也开始研究使用能移动的粗破碎机—带式输送机组。

美国DUVAL公司SIERRITA铜钼矿,1982年12月投入试运转的移动破碎机—带式输送机组就是大型硬岩开采矿山使用的一个范例。

据统计,目前国外在露天矿采用移动式破碎机—带式输送机组已超过74套。多数是用于破碎石灰石,其处理能力大都在1000t/h以下。详见表1-8-28^[21]。

国外露天采场移动破碎机使用概况

表 1-8-28

处理物料类别	数 量	所占比例 (%)	破碎机类别	台 数	所占比例 (%)	处理能力 (t/h)	套 数	所占比例 (%)
石灰石	61	82.2	颚旋破碎机	7	9.5	<500	27	26.5
磷酸盐	1	1.4	旋回破碎机	8	10.9	500~1000	33	44.5
花岗岩	1	1.4	锤式破碎机	34	45.7	1001~2000	10	13.5
石膏	1	1.4	反击式破碎机	13	17.6	2001~3000	2	2.7
铜矿	1	1.4	颚式破碎机	8	12.2	3001~4000	1	1.4
蛇纹石	1	1.4						
铝土矿	4	5.3						
废石	3	4.1						
煤	1	1.4						

虽然移动式破碎机组具有前述的优点,但由于其质量大,基建投资多,需移设,因而只有在采场内原矿(岩)运输机具超过经济使用范围或是运量较大、车流密度过大时才考虑设置。采用移动破碎机组方案应通过详细的技术经济全面比较后予以确定。

国内目前仅生产一些小型移动式破碎机用于筑路及工程碎石,露天采场用的大中型移动式破碎机组尚无产品。1979年虽曾引进日本川崎重工业株式会社制造处理能力130t/h的牵引式胶轮移动破碎机组两套,亦未在露天采场中获得推广应用。仅将移动式破碎机组在国外矿山一些应用情况及其主要技术参数简述于后,供设计时借鉴。

8.5.1 移动式破碎机组的类型、特点及使用条件

一套移动式破碎机组具有粗碎系统完整的功能,能进行给料、破碎、排料和转载。是依据物料性质,要求的处理量,给、排料粒度,使用条件,移动方式等条件将不同型式、规格的破碎机和辅助设施安装在一个或数个机架上。根据其荷载和结构的不同,机组的移动机构有的与机座联成一体,有的则作为一独立组件而设置。因而移动式破碎机组制造厂常需按具体物料的破碎试验资料及特定的工作条件来设计制造,一般未形成系列产品。

破碎机类型的选择是移动式破碎机组的核心,而破碎比则是破碎机重要参数之一。联

各类破碎机的破碎比

表 1-8-29

破碎机类型	破 碎 比		
	最小值	平均值	最大值
颧式破碎机		5:1	7:1
旋回破碎机	6:1	10:1	15:1
辊式破碎机	4:1	4.5:1	5:1
反击式破碎机	5:1	30:1	60:1
锤式破碎机	5:1	30:1	60:1
单摆, 颧式破碎机		5:1	6:1

注: 本表引自刘宝林“联邦德国大型移动破碎机”《矿山机械》, 1986.4.

邦德国的制造厂一般倾向于按表1-8-29来确定各类破碎机的破碎比。

移动式破碎机组的类型如从使用地点分, 有露天采场用和地下矿用两大类。地下矿用移动式破碎机组因受采矿方法和岩石所允许暴露空间尺寸的制约, 仅在国外一些矿山中配合新采矿工艺使用, 尚未获得推广。

如按露天采场移动式破碎机组设置及移动情况, 一般可分为:

(1) 常移式机组, 布置在采掘工作面内, 本身具有行走机构, 随挖掘机一起向前推进。如沙特阿拉伯雷亚特市YAMAMA水泥公司1976年开始使用的破碎机组。直接由挖掘机给料, 设有一台处理能力800t/h的双轴锤式破碎机, 总质量600t。

(2) 半移式机组, 设在采掘工作面附近, 移动不如常移式破碎机那样频繁。其行走机构为机组构架的一个部分。如法国ROCHEFORT SUR NENON水泥公司1971年使用的机组, 用一台单轴锤式破碎机, 破碎石灰石600t/h, 机组总质量450t。

(3) 可移式机组, 设于采场靠近工作平台中心附近, 与工作面保持一定距离和高差, 每1~2年移设一次, 如美国SIERRITA铜钼矿的DUTEC系统。机组由三大可移设备组成, 使用1524×2260mm旋回破碎机, 每小时处理能力3600t。移设时需用特制的履带运输车驮运。

(4) 组装式机组, 能拆卸成尺寸和质量较小的组件, 便于运输, 重新安装。3~5年才移设一次, 如为南斯拉夫MAJDANPEK铜矿设计的组装式1.2×1.8m旋回破碎站, 可拆卸的最大件质量为53.3t, 最大组件尺寸为12.8×6.7×6.7m, 拆卸和重新安装约需30天, 费用为40万美元。

露天采场移动式破碎机组常用的移动机构为:

- (1) 牵引式, 有轮胎、轨轮、雪橇等种;
- (2) 自行式, 有液轮、履带、迈步等种;
- (3) 驮运式, 常用特制的履带运输车。

机组的给料机有板式, 横向钢丝加强的钢绳芯胶带(ROCK BELT), 液压往复, 振动式等之别。

露天矿山当采用移动式破碎机组一带式输送机系统半连续工艺生产时, 由于机组是在系统中配套运转, 一般其前后都未设置容量较大的调节料仓, 故计算破碎机的年处理量

时,除应考虑来料的不均衡性及破碎设备年作业率外,尚需计入整系统的运转效率,如每日三班作业,其年有效工作时数一般 $<4500\text{h}$ 。

8.5.1.1 轮胎牵引式破碎机组

轮胎式移动破碎机组的荷载受转向机构和轮胎承载能力的限制,一般用于小型破碎机,其处理能力多在 400t/h 以下。车组的移动需借助牵引车,拖拉机或推土机的牵引,移动速度每小时 $8\sim 16\text{km}$ 左右,轮胎充气压力为 $0.49\sim 0.59\text{MPa}$ 。

这种机组结构较简单,质量不大,投资比较低,移动方便,生产中事故少。

国外生产这种机组的制造厂较多,如日本川崎重工业株式会社有PCP 1000和PCP 2000机组;美国REXNORD INTERNATIONAL公司BERGEAND有YB系列;联邦德国KRUPP公司,O&K公司和WESERHÜTTE公司均有产品。

8.5.1.2 轨轮牵引式破碎机组

轨轮式移动破碎机组是装于专门设计的列车底盘上,借助于机车牵引,受铺设轨道的限制,只能在定点间移动。

1979年联邦德国O&K公司为苏格兰BLUE CIRCLE水泥公司DUNBAR工厂制造了由两辆车组成的移动破碎机组,用于处理石灰石。其处理能力为 1000t/h ,最大给料粒度 1500mm ,产品为 $0\sim 150\text{mm}$ 。破碎机是反击式AP 7型。车组质量 670t ,总长 55m ,高 15.8m 。移设时两辆车可分开牵引运送。

8.5.1.3 雪橇拖曳式破碎机组

这种机组,结构较简单,因而其维修量也少。但移动阻力大,不如轮胎式轻便,仅适用于移动不频繁场合。

移动时靠牵引车辆拖曳,移动速度一般 $<8\text{km/h}$ 。

8.5.1.4 液轮自行式破碎机组

液轮自行式破碎机组的轮胎支腿上均装有液压伸缩机构,每个轮子上都有各自的液压驱动马达,能自动调节机组底盘到地面的距离,使其保持水平。适于凹凸不平的地形上移动。其移动速度一般为 $700\sim 1000\text{m/h}$ 。

由于轮胎对地面压力较大,约为 $0.4\sim 0.9\text{MPa}$,只能用于地面承受压力允许的地方。生产厂有联邦德国O&K公司等。

8.5.1.5 液压迈步式破碎机组

这种自行式机组是借助三组各具有一垂直油缸和一水平油缸的机构驱动行走盘而移动,朝各方向均很灵便。其移动速度为 $70\sim 90\text{m/h}$,能爬 10% 的坡道。对地面压力为 $0.15\sim 0.25\text{MPa}$,适用于各种不同地耐力的工作场所。

这种机组运转时底盘直接与地面接触,不用行走机构支撑。且其步行机构系用静液压驱动,移动速度较慢。比其它移动方式有底盘距地低,稳定性好,质量轻,磨损小,维修量不大的优点。因而在已生产的移动式破碎机组中是较常用的一种型式。

机组的处理能力范围较广,破碎石灰石时,从使用双轴锤式破碎机每小时产量 350t 到使用 $1372\times 1880\text{mm}$ 旋回破碎机每小时产量 3900t 的均有。相应机组工作时总质量亦差别甚大,自 250t 到 1250t 。

联邦德国KRUPP, WESERHÜTTE和O&K公司和日本川崎重工业株式会社等均生产过这种型式的破碎机组。

8.5.1.6 履带自行式破碎机组

履带自行式破碎机组的优点是移动方便,转向自如,对地形适应性广。但因整个装备荷载均由行走机构支撑,质量较大,维修工作量也较大。

这种破碎机组的处理能力一般在300~700t/h左右。其移动速度,每小时0.3~0.6 km。能爬10%的坡道,履带对地面的比压为0.1~0.3MPa。

8.5.1.7 驮运可移式破碎机组

近年来,国外一些处理量较大的硬岩破碎机组,已装备上1372×1880mm和1524×2261mm旋回破碎机。这些设备外形高,质量大,为使其能稳定、安全地运转,一般被设计成以单机为中心的分立、可移动式单元。移动时需用特制的履带车辆驮运。驮运速度约为700~800m/h,少数在水平地面可达1600m/h。

联邦德国KRUPP公司生产的履带式驮运车技术参数见表1-8-30。

KRUPP履带式驮运车技术参数表

表 1-8-30

项 名	TR850	TR700	TR500	TR450	TR300	TR200
长(m)	12.1	11.9	11.5	9.6	9.3	7.6
宽(m)	19.1	9.5	8.4	7.6	7.1	6.4
升降气缸顶升时的高度(m)	2.74	2.62	2.52	2.31	2.00	1.58
油缸行程(m)	0.8	0.8	0.8	0.7	0.6	0.5
履带面积(m ²)	44.2	42.9	33.2	26.6	22.3	14.6
质 量(t)	2.37	21.3	16.5	140	91	65
承载质量(t)	850	700	500	450	300	200
中心负载时的最大承载量(t)	1200	1000	600	600	350	240
负载时爬坡能力	1:8	1:5	1:5	1:5	1:5	1:5
容许的横向倾斜	1:25	1:10	1:10	1:10	1:10	1:10
行走速度(空载)(m/min)	0~25	0~25	0~25	0~25	0~25	0~30
(负载)(m/min)	0~12	0~12	0~12	0~12	0~12	0~12
柴油机功率(kW)	250	250	250	250	200	140
平均地压(空载)(kPa)	63	49	50	52	40	44
(负载)(kPa)	241	209	197	218	172	179

驮运可移式破碎机组一般由自卸汽车供料,有的仅需浇灌简单的混凝土基础墩来支撑机组的支架。若利用露天采场工作台阶高差,水平布置板式给料机与旋回破碎机配套时,需挖筑机坑放置有关装置。因而得有一定服务时间,再重新移设。

这种可移式破碎机组在使用条件适宜时,其优点是较显著的。美国SIERRITA铜钼矿第一机组于1982年末投入使用,初期能力2940t/h,每台挖掘机所需的汽车从7辆减到3辆,估计每吨成本平均降低0.35美元。第二机组计划在1985~1986年投入使用,第三机组预计1986~1987年投入使用。

美国山州工程公司根据载货汽车卸载标高不同,分别设计出水平设置板式给料机的KMC-101型及倾斜设置板式给料机的KMC-103型可移式破碎机组。其装备的旋回破碎机开口为1365mm或1515mm,小时峰值处理量可达5000t。这两种机组布置示意图1-8-22和图1-8-23。

美国FULLER-TRAYLOR公司亦研制了类似机组。

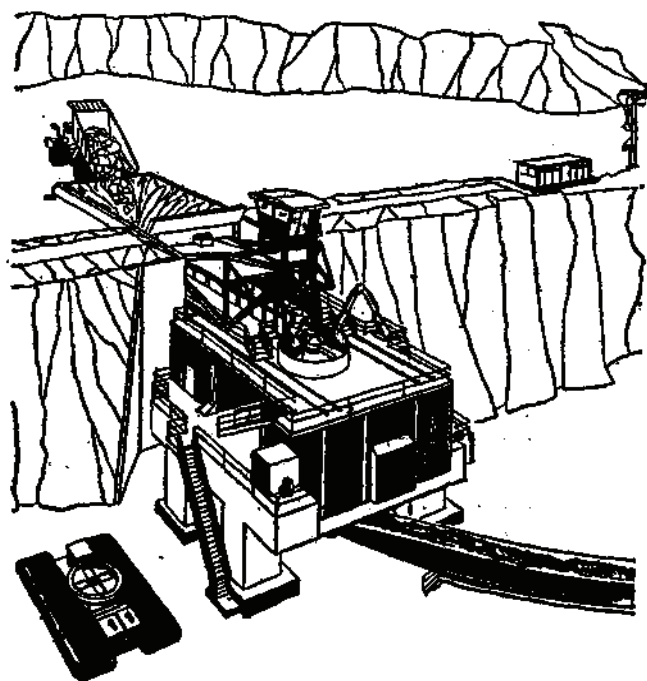


图 1-8-22 水平设置板式给料机的可移式破碎机组布置示意图

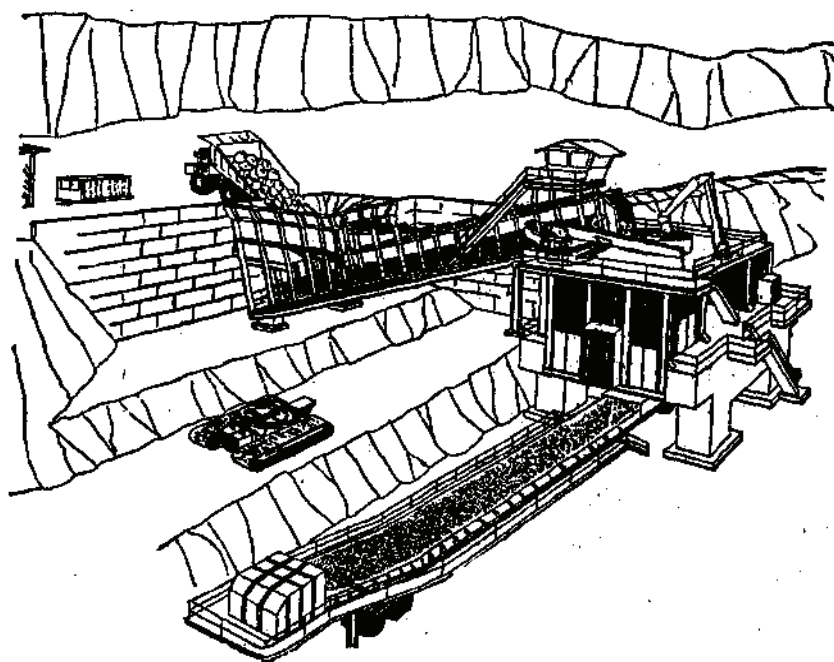


图 1-8-23 倾斜设置板式给料机的可移式破碎机组布置示意图

8.5.2 露天采场移动式破碎机组使用实例

8.5.2.1 PCP2000轮胎牵引式破碎机组

机组由粗碎、中碎两辆车和一个250KVA柴油发电机组组成。按照不同要求，两车可以联成系统，亦可粗碎车单独使用。这两辆车均为拖车底盘，移动时用牵引拖拉机或推土机拖运。其设备布置示意如图1-8-24。粗碎车及中碎车外形见图1-8-25至图1-8-26。

原料块度组成表 1-8-31

块 度(mm)	百 分 率(%)
600~40	15~30
40~25	15~20
25~10	30~25
10~5	15~10
5~0	25~5

当机组处理石灰石或类似矿石，其最大压强不超过98MPa，松散物料密度为 $1.6t/m^3$ ，含水量小于20%，原料块度组成如表1-8-31时，按图1-8-27中所示四个流程进行作业，各个流程的最终产品块度和样本生产能力分别列于表1-8-32内。

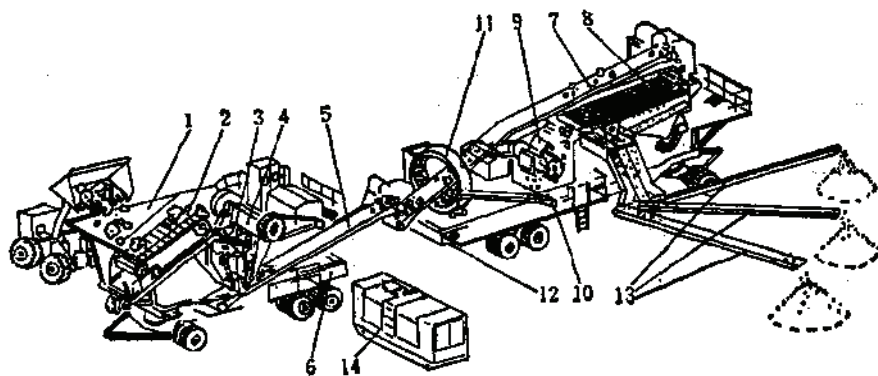


图 1-8-24 PCP2000轮胎牵引式破碎机示意图

1—受矿槽；2—重型板式给料机；3—固定格筛；4—颚式破碎机；5—排料带式输送机；6—拖车；7—给料带式输送机；8—振动筛；9—反击式破碎机；10—闭路带式输送机；11—回转提升机；12—拖车；13—可移式带式输送机；14—柴油发电机组

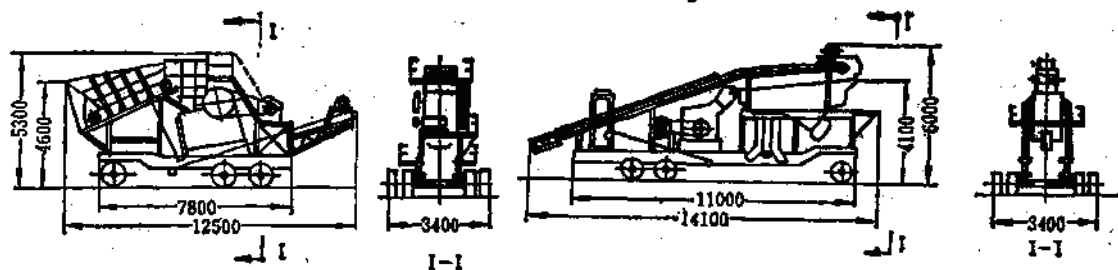


图 1-8-25 粗碎车外形图

图 1-8-26 中碎车外形图

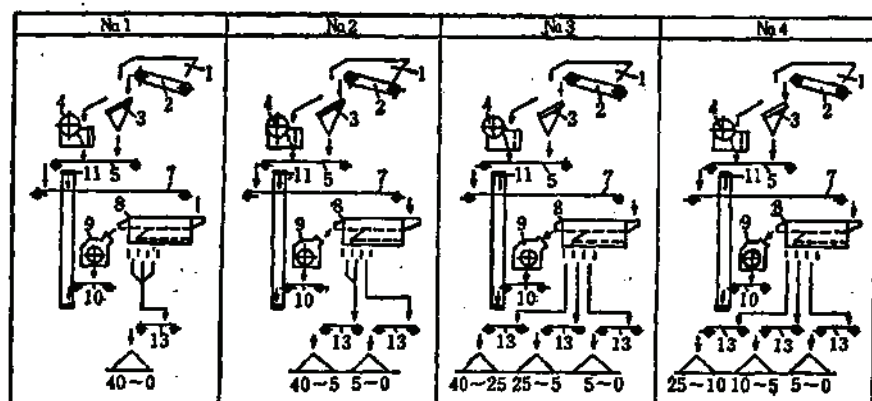


图 1-8-27 PCP2000轮胎牵引式破碎机组生产流程图

图中数字代表的意义详见图1-8-24

各流程产品块度与样本生产能力关系

表 1-8-32

流 程 号	产 品 块 度 (mm)	产 品 能 力 (t/h)	总 能 力 (t/h)
1	40~0	200	200
2	40~25 25~5 5~0	32~34 93~67 25~19	150~120
3	30~25 25~10 10~0	22~14 82~66 46~84	150~120
4	25~10 10~5 5~0	62~55 23~17 20~18	105~90

各设备主要技术参数见表1-8-33及表1-8-34。

粗碎车设备主要技术参数表

表 1-8-33

项 名	受 矿 槽	给 料 机	固 定 格 筛	破 碎 机	排 料 胶 带 机	车 底 盘
型 式	钢 结 构	KAF-750 重型板式	倾 斜 型	KS-3624N 颞 式	槽 钢 支 架	KCS-1278 拖 车 式
规 格	宽3100×长 3700mm容积 4.0m³	宽750×长 3000mm倾角 25°	筛孔50mm	给矿口宽900×600mm 排矿口平均60mm(可调 范围50~125mm)	带宽750× 机长7050mm	长7800× 宽1650×高 1400mm
速度(m/min)		1.3~5.2		250r/min	80	最大18km/h
电机功率(kW)		5.5 四极变频电机		75	3.7	
数 量(台)	1	1	1	1	1	1

中碎车设备主要技术参数

表 1-8-34

项 名	给料胶带机	振 动 筛	破 碎 机	闭 路 胶 带 机	提 升 机	车 底 盘
型 式	槽钢支架	LHS-6142	KRC-6363 反 击 式	槽 钢 支 架	KRE-2450 回 转 式	KCS-1211 拖 车 式
规 格(mm)	带宽730 机长11700	宽1800× 长4200 40 筛孔 25 8	转子宽680 ×长450	带宽450、机长3900	直径2400× 宽500	长1100× 宽1650×高 1400
速度(m/min)	80	900r/min	152r/min	62	6.2r/min	最大16km/h
电机功率(kW)	7.5	18.5	55	15	5.7	
数 量 (台)	1	1	1	1	1	1

这种机组是日本川崎重工业株式会社产品，已在矿山中应用。该厂自1968年生产移动式破碎机组以来，尚生产有PCP1000，PCP2200型轮胎牵引式和液压迈步式等机组，也得到其国内及国外一些矿山采用。

8.5.2.2 石灰石矿用履带自行式破碎机组

联邦德国EISENWERK WESERHÜTTE公司1971年曾为HONNOVERSCHE PORTLAND-COMENTFABRIK制出一破碎石灰石的履带自行式移动破碎机组，其外形如图1-8-28。

这个机组主要的技术参数如下：

破碎机型式	双轴锤式；
给料块度	0 ~ 1300mm；
产品块度	0 ~ 60mm；
处理量	450t/h；
装设总功率	550kW；
机组工作质量	225t。

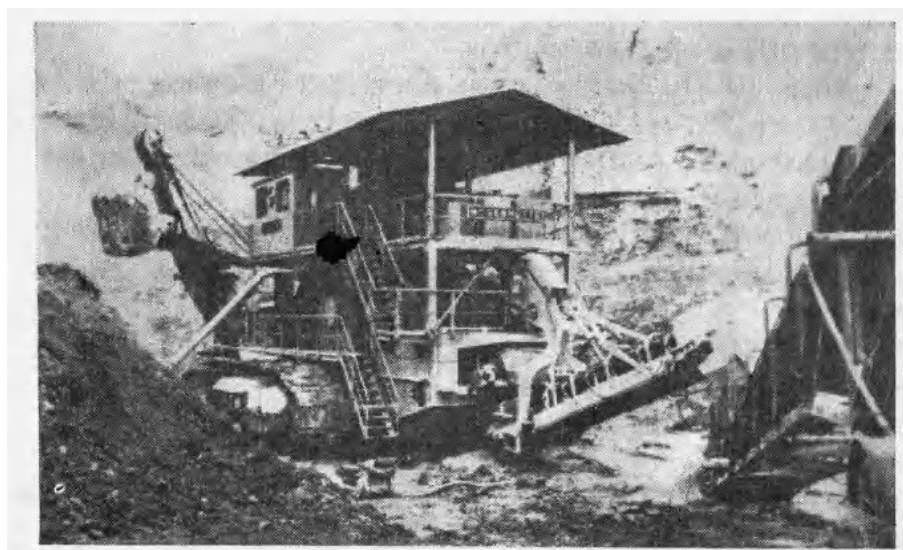


图 1-8-28 用于破碎石灰石的履带自行式破碎机组

8.5.2.3 石灰石矿用液压迈步式破碎机组

联邦德国PORTLAND ZEMENTWERKE HEIDELBERG公司LENGFORT厂1976年曾向该国ORENSTEIN & KOPPEL公司订购了一套液压迈步式破碎机组,其侧形示于图1-8-29。

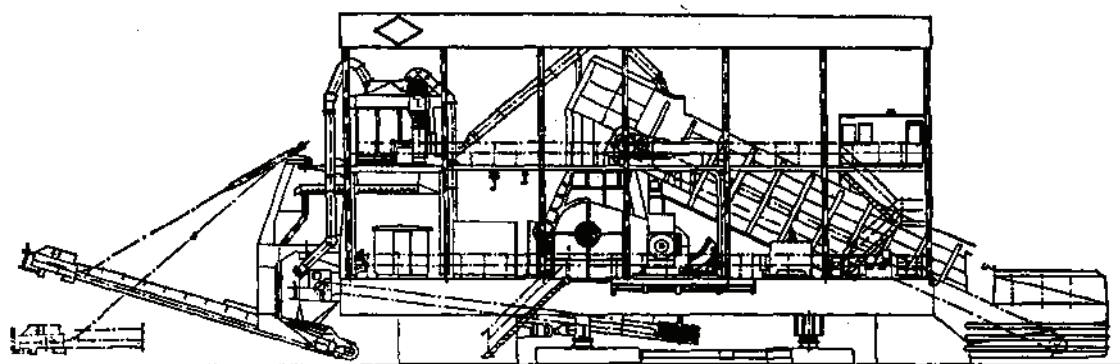


图 1-8-29 破碎石灰石用液压迈步式破碎机组侧视图

该机组主要的技术参数为:

破碎物料	石灰石;
破碎机型式	MAMMUT型, 84/110;
给料最大尺寸	1900mm;
产品块度	0 ~ 25mm;
处理量	1000t/h;
机组步行速度	0.7m/min;
机组质量	920t。

8.5.2.4 铝土矿用液压迈步式破碎机组

澳大利亚WESTERN ALUMINIUM ALCOA1975年采用联邦德国WESERHÜTTE 液压迈步式破碎机组处理铝土矿石。破碎机为颚式单肘,给料块度0 ~ 1500mm,破碎后块度0 ~ 180/230mm,小时处理量1500 ~ 1700t。机组装设总功率为850kW,工作质量560t。

8.5.2.5 铜铅矿用驮运可移式破碎机组

美国DUVAL公司SIERRITA铜铅矿1982年末投入使用的第一套可移式破碎机组,是由三个各自独立的生产装置配套构成的,这三个生产装置包括:可移式破碎机、可移动的板式给料机和自行式胶带排料机。为移设破碎机等还设有1087t履带运输车,重型轮胎式吊车和可接长可移动的带式输送机。

可移式破碎机组设置于该露天采场示意图,见图1-8-30。

这套装置是由DUVAL TECHNOLOGY ENGINEERING和CONSTRUCTION(DUTE-C)公司设计制造和安装的。其系统设计的生产能力为3629t/h。三个生产装置结构特征如下:

1. 可移动的破碎机

该装置为一薄壁环形结构,由三个支承座支撑,旋回破碎机安设于环形机罩开口的中心。机罩上部平台有一直径3m的塔楼,其上方设有操作室。

装置如需重新移设,不必浇灌混凝土基础,将支座调平就行。

2. 可移动的板式给料机

这种给料机是由DUVAL公司专门研制的,能承受150t自卸汽车卸下1.5m大块矿岩的冲击,整个装置由一塔形构架所支撑。

板式给料机小时输送量是可调的,其倾角亦可变化于5° ~ 20°之间。

3. 自行式胶带排料机

胶带排料机从破碎机三个各隔 120° 排料口之一上承载物料, 其驱动采用电动—液压操纵。

各装置主要技术性能参数见表1-8-35。

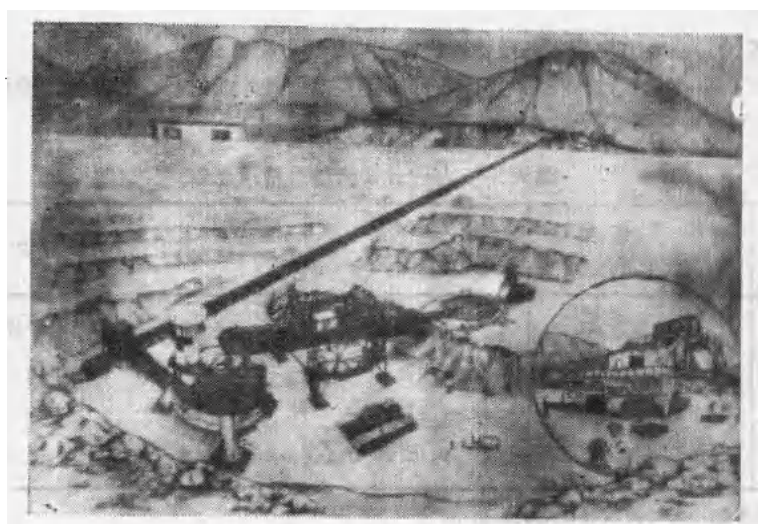


图 1-8-30 可移式破碎机组布置于露天采场内示意图

可移式破碎机组各装置主要技术参数表

表 1-8-35

项 名	破 碎 机	板式给料机	胶 带 排 料 机	可伸缩带 式输送机 驱 动 站	履带运输车	轮胎式吊车
型 式	Allis-chalmers 旋回可移式	Duval 可移动的	自 行 式	可移动的		DUTEC长距离, 液 压能收伸臂 2 轴
规 格(mm)	1524×2286	52456×7620 机槽宽3048	带 宽 2997	带 宽 1524或1829		
能 力(t/h)	3629	3629	最大3629	4536	1088.6t	3.6m半径—362.9t 18.2m半径—74.4t
速 度(km/h)					水平时1.6 12%坡0.8	无负荷时~16
驱动功率(kW)	372	820	186	2684 机尾3579	2 个柴油机 896	
外形 尺 寸	长 (m)	φ15.25 (机罩外径)	52.43	30.5~35.1	32.00	14.02
	宽 (m)	21.20 (支撑腿处)	(塔)20.73	6.89	15.54	10.97
	高 (m)	18.30	(塔)19.81	3.05	10.67	3.05
质 量(t)	662	997.9	136.1	430.9	417.3	226.8

这套机组的移设, 从停机到重新开动只需48小时。但有部分准备工作需在停机之前完成, 其中包括: 准备好破碎机所需的空间, 测量、调平三个支承座, 挖好拟布置板式给料机处尾部的槽沟, 准备好主胶带机尾部延伸的斜坡, 并架设好动力线, 挖开在用被埋着板式给料机的尾部等。

自1982年12月机组试运转以来,1983年10月份处理矿石量已达88万t。机组原预定的年处理能力为1360万t。

8.5.3 基建费用比较及效果实例

8.5.3.1 露天采场内破碎装置基建费用比较

美国山州工程设计公司曾对露天采场内几种不同型式的破碎设施所需的基建投资和移设费用作了比较,其有关参数见表1-8-36。

露天采场内破碎设施基建费用比较

表 1-8-36

型 式	基 建 投 资 (比率)	移 设 费 用 (美元)	移设大约时间	说 明
固定式破碎站	1.00(基数)	5.5百万	4~6月	移设时间不包括重新设置、构筑物
半固定式破碎站	0.85	4.0百万	3~5月	
可移动式破碎站	0.9+输送机	0.2百万	3天	
移动式破碎站	0.85	0.1百万	1天	

注:1.移设费不包括延长或移设输送机的费用;

2.表内数值是按美国1984年1季价格作为基础计算的,对逐步提高的补贴不包括在内;

3.基建投资比率是按开口1372mm旋回破碎机估计的。

8.5.3.2 可移式破碎机组投资及效果实例

美国DUVAL公司SIERRITA铜钼矿1982年12月投入试运转的露天采场内第一套可移式硬岩破碎机组,其投资表1-8-37。

SIERRITA铜钼矿可移式破碎机组投资额

表 1-8-37

序 号	设 备 名 称	规 格	台 数	金 额 (美元)
1	可移式旋回破碎机	1524×2286mm	1	800万
2	可移式板式给料机	3048×52456mm	1	
3	移动式胶带排料机	带宽2997mm	1	
4	履带运输车	荷载1089t	1	600万
5	重型轮胎式吊车	3.6m距时,起吊能力363t	1	
6	半移式能接长带式输送机	带宽1524或1829mm	1	
合 计			6	1400万

该矿的计算表明,采用可移动式破碎机组,每吨矿物处理费可降低29美分。1984年初每台采矿挖掘机配用汽车已从7台减至3台。汽车运行周期从21.5min减至9.1min。汽车爬坡垂直高差减少了150m。

第九章 压 气 设 施

编写单位 昆明有色冶金设计研究院

编写人 朱永昌

9.1 压 气 设 备 选 择

9.1.1 全矿最大耗气量计算

9.1.1.1 气动工具耗气量

矿山常用气动工具耗气量及其管径见表1-9-1。

矿山常用气动工具耗气量表

表 1-9-1

气 动 工 具 名 称	使用气压 (MPa)	使用水压 (MPa)	耗 气 量 (m ³ /min)	风管直径 (mm)	水管直径 (mm)
1. 凿岩机 Y30	0.5	0.3~0.4	<0.7	13	
YSP-45	0.5	0.3~0.4	<5	25	13
YT-24	0.5	0.3~0.4	<2.9	19	13
YT-25	0.5	0.3~0.4	2.6	19	13
YT-30	0.5	0.3~0.4	2.9		
YT-27	0.5	0.3~0.4	<3.3	25	13
YG-90	0.5~0.6	0.3~0.5	9.5	38	
YGZ-70	0.5~0.7	0.4~0.6	<7.5	32	13
YGZ-90	0.5~0.7	0.4~0.6	11	35	19
YGZM-40	0.5	0.3~0.4	<4.5	32	16
YG-40	0.5	0.3~0.5	5	25	13
YQ-100B	0.5~0.7	0.8~1.0	10~12	38	19
YQ-100A	0.5~0.7	0.8~1.0	6.5~7.5	32	16
2. 井下凿岩台车 CZ-301	0.5		8		
3. 井下凿岩台架 FJZ-25A (柱式)	0.5		1.25		
FJY-25A (圆盘式)	0.5		1.7		
4. 风镐 03-11	0.4		1	16	
5. 轨道式气动装岩机 ZQ-26	0.5~0.7		12		
ZCQ-1 (东风-1)	0.35~0.5		4.8~9.5		

续表

气动工具名称	使用气压 (MPa)	使用水压 (MPa)	耗气量 (m ³ /min)	风管直径 (mm)	水管直径 (mm)
6. 轮胎式气动装岩机ZYQ-12G	0.5~0.7		5		
ZYQ-14G	0.5~0.7		7~9		
8HR	0.6		20~25	38	
9HR	0.6		20~25	38	
7. 天井气动设备TG-2(吊罐)	0.6		7	32	19
PG-2(爬罐)	0.6		7~14	38	
8. 气动绞车JFH-1/24	0.6		6		
JFH-2/24	0.6				
9. 露天钻机KQ-150	0.5~0.6	0.3~0.4	15.5		
KQ-200	0.5~0.7	0.3~0.4	20		
KQD-80/120	0.5~0.7	0.3~0.4	9		
KY-250	0.35	0.3	30		
HYZ-250C		0.3~0.4	22		
KY-250A	0.35	0.3~0.4	30		
CLQ-80	0.5~0.6		19		
CLQ-10	0.5		9	51	
10. 其他气动阀门	0.5~0.6		0.5~1.5		
气动马达	0.5~0.6		1~1.2 (0.745 kW·h)		
DIP-30S(气动水泵)	0.5		6		
I-17-10(气动污水泵)	0.5		6		
IR-50锻杆机	0.5~0.7		3~4	38	
421-90锻杆机	0.5~0.7		3~4	32	
M-28铆钉机	0.5~0.6		0.9	16	
09-22冲击顶把	0.5~0.6		1.4		
气动铲	0.5		0.6		
碎火水槽			0.5		
重油炉			0.6		
06-150气动砂轮	0.5		0.95		
F-300气动碎石机	0.5		17.4		
FSX-100气动碎石机	0.55~0.6		7		
M-1气动磨杆机	0.6		1.4	16	16
HPH5混凝土喷射机	0.35		10 6(磨岩)		
CLM-1锚杆锚岩台车	0.5~0.7		19(行走)		
HK-4气动抓岩机	0.5~0.7		20		

9.1.1.2 全矿最大耗气量

$$Q = 1.05 K_0 K_L K_X K_T \sum_{i=1}^n K_{mni} q_i \quad (1-9-1)$$

式中 Q_{max} ——全矿最大耗气量, m³/min;

K_0 ——高原修正系数, 可按表1-9-2查取; 或按下式计算:

$$K_0 = \frac{P_0 T_H}{T P_H} K_0 \quad (1-9-2)$$

P_0 ——空压机标准工况的大气压力, 0.1MPa;

T_0 ——空压机标准工况的大气温度, 293.15K;

T_H 、 P_H ——分别为空压机安装地点的历年气温最高月份的平均温度 (K) 和平均大气压力 (MPa)；若当地无实测资料，可按下列公式近似计算：

$$T_H = \begin{cases} 278.15 - 0.0065H & (\text{在 } 45N \text{ 附近, 若在我国西北地区, 则加 } 5K) \\ 286.35 - 0.0063H & (\text{在 } 35N \text{ 附近, 若在我国西北地区, 则加 } 5K) \\ 293.95 - 0.0060H & (\text{在 } 25N \text{ 附近, 若在我国西南地区, 则加 } 5K) \end{cases} \quad (1-9-3)$$

$$P_H = \begin{cases} 0.10166 \left(1 - \frac{H}{42792} \right)^{5.258} & (\text{在 } 45N \text{ 附近}) \\ 0.10171 \left(1 - \frac{H}{45452} \right)^{5.423} & (\text{在 } 35N \text{ 附近}) \\ 0.10144 \left(1 - \frac{H}{48992} \right)^{5.604} & (\text{在 } 25N \text{ 附近}) \end{cases} \quad (1-9-4)$$

H ——海拔高度, m;

K_0 ——空压机与气动工具的容积排量和出力下降的系数,

$$K_0 = C^{\frac{n}{100}} \quad (1-9-5)$$

C ——标高每增加1000m时, 容积排量与出力下降的系数, 其值可取,

中型风冷空压机 1.021;

高原修正系数 (25N) K_0

表 1-9-2

海拔高度 (m)	中型风冷空压机	大型水冷往复式空压机	喷油螺杆空压机	水冷螺杆空压机
0	1.00	1.00	1.00	1.00
200	1.04	1.04	1.03	1.03
400	1.08	1.08	1.06	1.05
600	1.10	1.09	1.08	1.07
800	1.13	1.12	1.10	1.10
1000	1.17	1.15	1.13	1.13
1200	1.20	1.18	1.16	1.15
1400	1.23	1.21	1.18	1.17
1600	1.26	1.24	1.20	1.19
1800	1.30	1.28	1.24	1.22
2000	1.35	1.32	1.27	1.24
2200	1.38	1.35	1.29	1.28
2400	1.43	1.39	1.33	1.31
2600	1.47	1.43	1.36	1.34
2800	1.50	1.46	1.39	1.36
3000	1.55	1.50	1.42	1.39
3200	1.60	1.54	1.45	1.43
3400	1.65	1.58	1.49	1.46
3600	1.70	1.62	1.52	1.49
3800	1.74	1.67	1.56	1.52
4000	1.80	1.71	1.59	1.56
4200	1.85	1.76	1.63	1.59
4400	1.90	1.80	1.67	1.62
4600	1.96	1.86	1.71	1.67

大型水冷往复式空压机 1.015;

喷油螺杆空压机 1.006;

大型水冷螺杆空压机 1.003;

 K_L ——管网漏气系数, 参见表1-9-3。

管网漏气系数表

表 1-9-3

管网总长度(km)	<1.0	1.0~2.0	>2.0
漏气系数 K_L	1.1	1.15	1.20

K_A ——考虑吸气管、过滤器、消声器等阻力引起的压缩机生产能力下降的系数, 可取1.01;

K_m ——气动工具磨损系数, 其值为

凿岩机 1.15

其他 1.10

K_T ——气动工具同时工作系数, 可按表1-9-5查取; 或按下式计算:

$$K_T = K_S + \frac{1 - K_S}{\sqrt[3]{N}} \quad (1-9-6)$$

N ——气动工具总的工作台数;

K_S ——气动工具时间利用系数的加权平均值, 即:

$$K_S = \frac{\sum_{i=1}^n n_i q_i K_{Si}}{\sum_{i=1}^n n_i q_i} \quad (1-9-7)$$

n_i ——第*i*种气动工具的工作台数;

q_i ——第*i*种气动工具的耗气量 (m^3/min), 见表1-9-1;

K_{Si} ——第*i*种气动工具的时间利用系数, 参见表1-9-4;

气动工具时间利用系数表

表 1-9-4

气 动 工 具	凿岩机	装岩机	装运机	气动绞车	气动闸门	锻钎机	淬火槽、石油炉
时间利用系数 K_{Si}	0.7~0.8	0.3~0.4	0.65~0.75	0.2~0.3	0.2~0.3	0.4~0.7	1.0

气动工具同时工作系数表

表 1-9-5

风动工具类型	台 数 (台)			
	≤10	11~30	31~60	≥61
凿 岩 机	1~0.87	0.86~0.83	0.82~0.81	0.80
装 岩 机	1~0.65	0.64~0.66	0.65~0.62	0.61
装 运 机	1~0.84	0.83~0.80	0.69~0.78	0.77
气动绞车	1~0.60	0.59~0.49	0.48~0.44	0.43
气动闸门	1~0.60	0.59~0.49	0.48~0.44	0.43
锻 钎 机	1~0.76	0.75~0.69	0.68~0.66	0.65
淬火槽、石油炉	1.0	1.0	1.0	1.0

9.1.2 压气设备选择

9.1.2.1 选择原则

(1) 一般以全矿最大耗气量 Q_{max} 作为计算供气量。按用气负荷分布和供气量大小, 确定空压机型号和台数。

(2) 站内一般选用同一型号同一制造厂的产品, 不宜超过两种, 并兼顾基建、生产的延续使用。

(3) 站内安装空压机台数一般为3~5台, 不宜超过6台。备用台数按大于计算供气量的20%考虑, 但不得少于1台。机组检修时, 必须确保计算供气量。移动式空压机备用量不小于计算供气量的30%, 亦不少于1台。

(4) 空压机站应设废油水分分离装置, 用以防止污染环境和回收利用废油。

9.1.2.2 空压机型式的选择

目前矿山常用的空压机为往复式活塞型空压机。回转式螺杆型和滑片型空压机的使用亦在增加, 尤以移动式空压机为最。

往复式空压机的结构参数, 趋向高转速, 短行程, 以降低比功率和比质量, 降低设备造价, 延长其易损件寿命, 减轻其基础和管道振动, 降低噪声, 提高运转可靠性等, 仍是其致力解决的问题。

往复式空压机的结构型式, 立式和卧式基本淘汰, 多用L型和对称平衡型。L型结构紧凑, 动力平衡性能比V型、W型好, 管道布置方便。但L型中排气量在 $60\text{m}^3/\text{min}$ 以上时, 垂直高度大, 维修不便, 振动较大, 对设备基础设计要求较高。所以, 排气量在 $60\text{m}^3/\text{min}$ 以上时, 宜选用对称平衡型空压机。对称平衡型空压机便于维修、惯性力接近平衡, 可以减小设备基础尺寸, 提高转数, 减轻零部件, 增多空压机型号列数。但是, 安装要困难些。

无油润滑型空压机近年有发展, 主要用于要求空气不含油的化工、医药、食品和纺织部门。因有利于井下作业的安全, 近年煤炭部门开始应用。冶金系统以节电节油为目的, 在金岭铁矿、龙烟铁矿等单位分别对气缸实施无油润滑, 已取得一定经验。

无基础型产品, 近年有发展。它是通过弹性支座将整个机组安装在底架上, 实现机组化。其优点: 结构紧凑, 安装方便, 易于移动, 节省基础和安装时间, 振动小, 运转平稳, 便于井下分区供气, 以缩短输气距离, 提高供气效率。

螺杆型, 转数高, 直联, 维修量小, 没有惯性力, 基础小, 运转可靠, 其缺点是加工困难, 噪音大, 效率比往复式低, 主要用于移动式的供气设备。螺杆型空压机用于高原地区, 其容积效率下降比往复式小, 这一点应引起重视。

滑片型, 结构简单, 易于制造, 其优缺点类同螺杆型。然而, 滑片型的效率比螺杆型低10%, 比往复式低20%。

因此, 矿山固定空压机站宜用往复式; 移动式的用螺杆型或滑片型。特大型空压机站可考虑离心式空压机。井下可考虑无基础型。露天矿多用移动式。

目前所生产的固定式和移动式空压机性能可参见表1-9-6和表1-9-7。

矿 山 常 用 固 定 式

性 能 型 号		BV-8/7	BV-9/7	BV-12/7	L2-10/8-1	L2-10/8
型 号		V	V	V	L	L
冷却方式		风	风	风	水	水
润滑方式		油	油	油	油	油
活塞行程(mm)					120	120
转 数(r/min)		1470	1470	1460	980	980
排 气 量(m³/min)		6	9	12	10	10
排气压力(MPa)		0.7	0.7	0.7	0.8	0.8
轴 功 率(kW)			58		<55	50
噪 声 级dB(A)					<85	
冷却水消耗量(m³/h)					<2.4	2.4
润滑油消耗量(g/h)					<60	70
外形尺寸	长 度(mm)	1020	1240	1350	1592	1550
	宽 度(mm)	975	960	975	835	855
	高 度(mm)	1195	1195	1550	1301	1300
电 动 机	型 号					Y280M-6
	功 率(kW)	40	75	100	55	55
	转 数(r/min)	1470	1470	1470	980	590
	电 压(V)	380	380	380		380
	重 量(kg)					
贮 气 罐	容 积(m³)				1.5	1.5
	直 径(mm)					1000
	高 度(mm)					
	重 量(kg)					420
设备重量(kg)		520	640	680		1300
参 考 价(万元/台)		1.20	1.85	2.15		
制 造 厂		柳州空气压缩机厂	柳州空气压缩机厂	柳州空气压缩机厂	西安空气压缩机厂	自贡市空气压缩机厂
备 注		无基础,快装式 机组重1.25t	无基础,快装式 机组重1.6t	无基础,快装式	1985年电动机 改用Y系列	

空 压 机 性 能 表

表 1-9-6

4L-20/8	2D3.5(3)-20/7	L5.5-40/8	L5.5-40/8	5L-40/8	L8-80/8
L	D	L	L	L	L
水	水	水	水	水	水
油	油	油	无油	油	油
240		180	180	240	220
400	583	600	584	428	428
20	20	40	40	40	60
0.8	0.7	0.8	0.8	0.8	0.8
≤118		210	216	≤230	≤320
≤85		≤85	≤85	90~95	
≤4.8		≤9.6	≤9.6	≤9.6	14.4
≤105		150		150	≤195
2340	3530	2890	2890	3180	2500
1165	2800	1600	1600	1720	1830
1930	2100	2175	2175	2300	2390
JR117-8	DYB110-10	TDK99/30-10	JK13-46/10	TK250-14/180	TDK118/30-14
130	110	250	230	250	350
730	600	600	584	428	428
380	380	6000	380	6000/380	6000
1620		3600	3600		
2.5		4.6	4.6	4	
1100		1300	1300	1200	
3090		4100	4100	3850	
780		1120	1120		
2400	3100	4000	4000	5000	7000
2.90	4.50	10.00	8.50	9.00	13.00
北京第一通用机械厂 江西空气压缩机厂 沈阳气体压缩机厂 无锡空气压缩机厂	沈阳气体压缩机厂	江西空气压缩机厂 北京第一通用机械厂	江西空气压缩机厂	无锡空气压缩机厂 沈阳气体压缩机厂 重庆空气压缩机厂	南京空气压缩机厂 四川空气压缩机厂
	井 下 用				

性 型 号 能		T12-100/8	4H12-200/8	OG23-9/7	LG II-10/7	LG25-20/7
型 号		D	D	蜗杆	螺杆	螺杆
冷却方式		水	水	水	水	水
润滑方式		油	油	油	油	油
活塞行程(mm)						
转 数(r/min)		428	428	2960	3000	2940
排 气 量(m ³ /min)		100	200	9	10	20
排气压力(MPa)		0.8	0.8	0.7	0.7	0.7
轴 功 率(kW)					<73	
噪 声 级dB(A)					90~95	
冷却水消耗量(m ³ /h)						
润滑油消耗量(g/h)						
外形尺寸	长 度(mm)	5150	7000	1950	2510	3330
	宽 度(mm)	1520	5500	1200	1310	1870
	高 度(mm)	1330	2000	1350	1370	1520
电 动 机	型 号	TDK173/20-14	TDK173/41-4			JK113-2
	功 率(kW)	550	1250	75	75	150
	转 数(r/min)	428	428	2960	1500	2940
	电 压(V)	6000	6000	380	380	380
	重 量(kg)					
气 罐	容 积(m ³)					
	直 径(mm)					
	高 度(mm)					
	重 量(kg)					
设备重量(kg)		12800	25000	170	1600	2330
参 考 价(万元/台)		15.00	30.00	1.90	1.60	3.00
制 造 厂		沈阳气体压缩 机 厂	沈阳气体压缩 机 厂	北京第一通用 机 械 厂	无锡空气压缩 机 厂	柳州第二空气 压 缩 机 厂
备 注				低 噪 声		

注：本表摘自中国压缩机联合经销部《产品目录》，1982。

续表

LF31C-25/7	LF31C-30/7	LG25/16-40/7	LG50/35-200/8	BYH-10/7	BH-20/7
螺杆	螺杆	螺杆	螺杆	滑片	滑片
风	风	水	水	风	水
油	油	油	油	油	油
1470	1470	4998/8996	3850/5380	1500	1450
25	30	40	200	10	20
0.7	0.7	0.7	0.8	0.7	0.7
		≤85	100-110		
2473	2500	3250	7630	2380	2535
1584	1500	2200	1600	1380	1950
1637	1730	2000	1600	1440	1850
			TK1600-2/99D		JSL315-420/T ₂
190	220	265	1600	75	155
1470	1470	1470	3000	1455	
380	380	380	3000		
			6000		
3400			8000	3400	2490
3.40		16.00		1.65	3.70
江西空气压缩机厂	上海空气压缩机厂	无锡空气压缩机厂	上海空气压缩机厂	南京空气压缩机厂	蚌埠空气压缩机厂
		无 基 础 低 噪 声			

矿 山 常 用 移 动 式

性 能	型 号	VY- 6/7	DVY- 6/7	VY- 9/7	DVY- 9/7	VY-12/7	DVY- 12/7	2VY-12/7
型 号		V	V	V	V	V	V	V
冷却方式		水	风	水	风	水	风	风
润滑方式		油	油	油	油	油	油	油
活塞行程(mm)		112		80				120
转 数(r/min)		1500	1470	1500	1470	1500	1470	1500
排 气 量(m³/min)		6	6	9	9	12	12	12
排气压力(MPa)		0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7
轴 功 率(kW)		53HP	40	78HP	58	102HP	74	98HP
噪 声 级dB(A)								
冷却水消耗量(m³/h)								
润滑油消耗量(g/h)		61.5		40		<102		120
外 形 尺 寸	长 度(mm)	1020	1020	1240	1240	1350	1350	4000
	宽 度(mm)	975	975	960	960	975	975	1800
	高 度(mm)	1195	1195	1195	1195	1550	1150	2100
电 动 机	型 号	6135K-2 柴油机		6135C-1 柴油机		6135K-1柴油机		6135AK-1柴油机
	功 率(kW)	80HP	40	120HP	75	150HP	100	150HP
	转 数(r/min)	1500	1470	1500	1470	1500	1470	1500
	电 压(V)		380		380		380	
	重 量(kg)							
设备重量(kg)		520	520	640	640	680	680	3000
参 考 价(万元/台)		2.30	1.80	2.70	2.30	3.00	2.60	
制 造 厂		柳州空气 压缩机厂	柳州空气 压缩机厂	柳州空气 压缩机厂	柳州空气 压缩机厂	柳州空气 压缩机厂	柳州空气 压缩机厂	上海空气 压缩机厂
备 注		机组重 2.4t	机组重 1.75t	机组重 2.80t	机组重 2.00t	机组重2.90t 拐弯半径>7m 行走速度<30km/h	机组重 2.10t	机组重3.00t 拐弯半径≥7m 行走速度≤30km/h

注：本表摘自中国压缩机联合经销部《产品目录》，1982。

9.2 空 压 机 站

9.2.1 站 址 选 择

(1) 空压机站一般宜在地面集中设置。站址应作技术经济比较，一般应靠近负荷中心和主要用气点，以缩短管路，减少损失，便于供电、供水、设备运搬；并应顾及地质条

空 压 机 性 能 表

表 1-9-7

W-6/8DY	W-9/7DY	LGY20-10/7	LY31D-12/7	LY31D-18/7	YH-10/7	BH-12/7	BH-20/7
W	W	螺杆	螺杆	螺杆	滑片	滑片	滑片
风	风	风	风	风	油	油	油
油	油	油	油	油	油	油	油
930	1450	3770	980	1470	1500	1800	1450
6	9	10	12	18	10	12	20
0.8	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7
37		≤100HP					
70		150					
3640	4120	3900	4200	4200	3900	3600	3850
1800	1840	1850	2300	2300	1750	1840	2000
2000	2170	2000	2700	2700	1850	2170	2200
		6135C-1柴油机	JS ₂ 355S ₂ -6	JS ₂ 355S ₂ -6	6135C-1柴油机	6135K-3柴油机	2V-135柴油机
40	75	120HP	95	132	108HP	150HP	240HP
980		1500	980	1470	1500		
			380	380			
		1300					
2640	2500	3000	4500	3000	3400	2200	4000
2.10	2.10	2.50	3.60	3.00	3.00	2.50	
蚌埠空气压缩机厂	蚌埠空气压缩机厂	柳州空气压缩机厂 无锡空气压缩机厂	江西空气压缩机厂	江西空气压缩机厂	南京空气压缩机厂	蚌埠空气压缩机厂	蚌埠空气压缩机厂
			配KQ-100 钻 机	配KQ-150 钻 机	拐弯半径> 5 m 行走速度< 25~35 km/h	拐弯半径> 5 m 行走速度30 km/h	

件和扩建余地。露天矿用的应设在爆破危险界线以外；移动式空压机可置于露天采场内。地下开采的矿山，站房应尽可能靠近井口；如果井下管线太长，经技术经济比较后，可设在井下，或进行分区供气。

(2) 空压机应避免靠近散发可燃、有腐蚀性、有毒气体以及粉尘等有害物质的场所。应选在空气清洁、通风良好并位于上述场所主导风向的上风侧；与废石场、烟囱、矿山出风井的距离不小于150m。噪声问题应遵守有关规定。

(3) 空压机站应使机器间有良好的穿堂风, 尽量避免西晒。站房正面宜朝夏季的主导风向。

(4) 空压机站宜设计成独立建筑(机器间为单层)。冷却水构筑物, 一般设在与其邻近的高地上, 高于站房地面15m左右为宜。

9.2.2 地面站房配置

(1) 贮气罐应布置在室外, 并位于机器间的阴凉面为宜。罐内温度应低于120°C, 并应设超温保护设施。贮气罐与机器间外墙的净距, 不宜小于本身高度的一半。设计时可参照表1-9-8。

贮气罐与墙中心线间距参考表

表 1-9-8

空压机排气量(m ³ /min)	10	20	40	60	100
贮气罐与墙中心间距(mm)	2000	2600	3000	3500	3800

(2) 机房内设备和辅助间的布置, 以及与其毗邻的其他建筑物, 不得影响机房的自然通风和采光。辅助间宜集中布置在机房一端。

(3) 机房内空压机组, 一般为单排布置。主通道为1.5~2.0m, 与墙净距不小于1m。设备之间通道净距参见表1-9-9。机房的跨度和柱距应尽量与土建的建筑模数相吻合。

(4) 空压机站内, 如需设置专门的检修场地时, 一般不大于一台最大机组安装和运输所需面积。空压机的立式气缸缸盖高出地面又不便检修时, 应设置移动式的或可拆卸的操作平台和扶梯。吸气过滤器和消声器应装在便于检修的地方, 必要时应设置平台和扶梯。维修平台和同步电动机地坑周围, 应设置保护栏杆。站内地沟应铺设盖板。空压机组的联轴器和皮带传动部分, 需有安全防护设施。

机器间通道净距表

表 1-9-9

名 称	空压机排气量(m ³ /min)		
	<10 (m)	10~40 (m)	>40 (m)
机器间的主要通道(单排布置)	1.5	1.5	2.0
空压机机组之间或空压机机组与辅助设备之间通道	1.0	1.5	2.0
空压机机组与墙之间的通道	1.0	1.2	1.5

注: 1. 本表适用于活塞式空压机, 螺杆型空压机按产品情况确定。

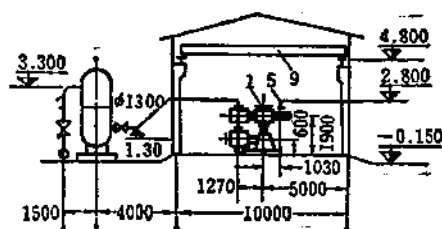
2. 当必须在空压机机组与墙之间的通道上拆装空压机的活塞杆与十字头连接的螺母零件时, 表1-9-9中1.5m的数值应适当加大。

3. 设备布置, 除保证检修时能抽出气缸中的活塞部件、冷却器的芯子和电动机的转子外, 并需有不少于0.5m的余量。若表中所列的间距值或按“注2”加大后的间距不能满足上述余量要求时, 还应进一步加大。

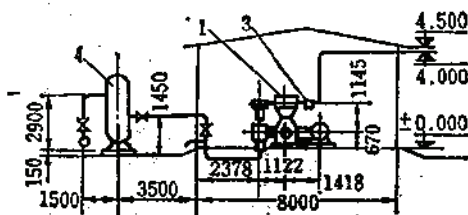
(5) 机房高度应便于设备的拆卸安装、起吊和通风采光等要求。一般屋檐高度不得小于3.5m。电气设备、水泵等辅助设备的位置, 要便于操作和电缆、管道的敷设, 不妨碍门窗的开启。

(6) 设备基础与建筑物基础应分开。进、排气管不应与建筑物相连, 且不应设置在同一侧。

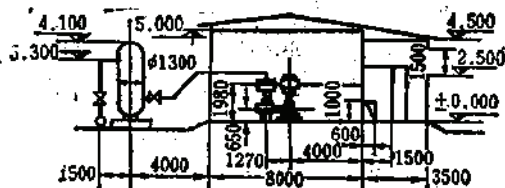
(7) 单机排气量超过20m³/min, 且总装机排气量超过60m³/min时, 宜设检修用的手动单梁起重机。其起吊能力应按电动机或空压机最大组装件确定, 可参见表1-9-10。



1—空压机, 2—电动机, 3—后冷却器, 4—贮气罐, 5—过滤器, 6—污油箱, 7、8—水泵及电动机, 9—3t单梁起重机



1—空压机, 2—电动机, 3—过滤器, 4—贮气罐, 5—水泵



1—5L-40/8型空压机; 2—电动机; 3—后冷却器; 4—贮气罐; 5—LWZ-12型浸油过滤器; 6、7—水泵及电动机; 8—消声器; 9—油箱

9.2.4 附属设备

空压机站附属设备甚多, 滤风器、后冷却器、贮气罐等都随设备带来。下面仅介绍自动浸油空气过滤器和污油箱两种。

9.2.4.1 自动浸油空气过滤器

利用电动机和变速机构使过滤网格缓慢地转动, 过滤网格的下部浸在油槽中, 在移动过程中洗掉灰尘。自动浸油空气过滤器适用于空气含尘量小于 $40\text{mg}/\text{m}^3$ 和大型机组的空压机站设集中过滤室的场合。金川镍矿使用较为成功。

LWZ-12型自动浸油过滤器见图1-9-7。

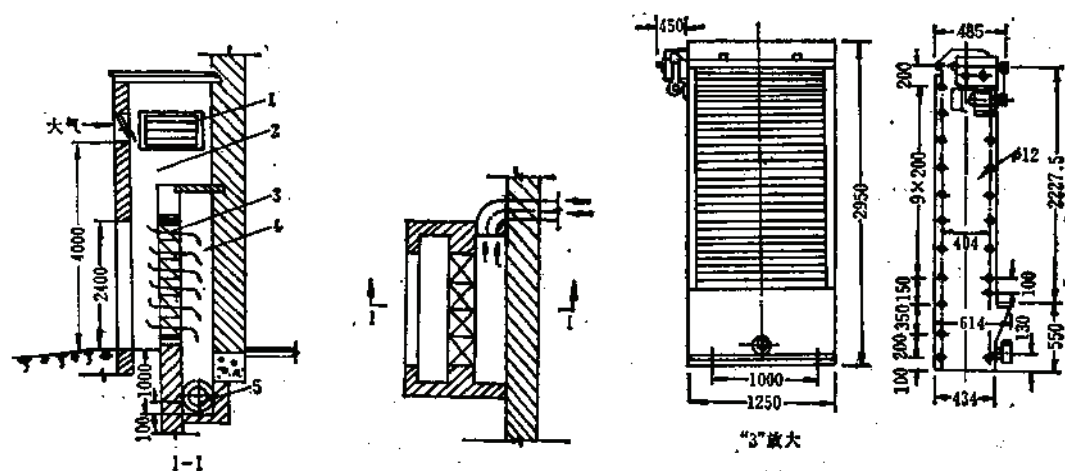


图 1-9-7 LWZ-12型自动浸油空气过滤器

1—百页窗; 2—灰尘沉降室; 3—过滤器; 4—过滤室; 5—进气管

LWZ-12型自动浸油过滤器性能见表1-9-11。

自动浸油过滤器性能表

表 1-9-11

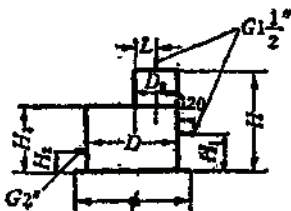
产品名称	型号	空气量 (m^3/h)	阻力 损失 (Pa)	过滤 面积 (m^2)	除尘 效率 (%)	质量 (kg)	电动机		参考价 (元)	外形尺寸 (mm) $L \times B \times H$	制造厂
							型 号	功率 (kW)			
自动浸油除尘器	LWZ-12	27000	160	2.42	93~99	543	JO32-4	I	2850	2950×1700×615	沈阳通风机械厂
网式除尘器(自动)	LWS-12	27000	140	2.52	96~98	528	JO ₂ 11-4	0.6	2300	1575×726×2652	哈尔滨机械厂
网式除尘器(自动)	LWS-10	10000	120	1.64	98	526	JO ₂ 11-4	0.6	7000	1172×580×2826	哈尔滨机械厂
网式除尘器(自动)	LWS-15	15000	120	2.16	98	589	JO ₂ 11-4	0.6	8000	1442×580×2826	哈尔滨机械厂
网式除尘器(自动)	LWS-20	20000	120	2.70	98	653	JO ₂ 11-4	0.6	12000	1732×580×2826	哈尔滨机械厂
网式除尘器(固定)	LWP-D	1500	100	0.22	93~98	13.6			75	520×120×520	沈阳通风机械厂 哈尔滨机械厂
网式除尘器(固定)	LWP-X	1500	100	0.22	93~98	9.8			65	5×2070×520	沈阳通风机械厂 哈尔滨机械厂

9.2.4.2 污油箱

污油箱规格见表1-9-12。

油 污 箱 规 格 表

表 1-9-12

	外形尺寸 (mm)							质量估价		图号	
	D	D ₁	φ	H	H ₁	H ₂	H ₃	L	(kg)		(元)
	1200	600	1300	1600	900	200	1200	800	189	200	14备165
	1500	800	1600	2000	1000	300	1500	350	385	460	14备48
方形污油箱(L×B×H)1000×600×500									66.5		17备150

注：本表资料来源：鞍山黑色冶金矿山设计研究院。

9.2.5 空压机冷却

9.2.5.1 水冷却系统

水冷却系统分为循环供水和直流供水两种。应根据水源、水量、大气温度和地形等因素，经多方案比较后确定。此外，尚有循环供水和季节性直流供水相结合的系统。

循环供水又分利用位能和用泵直接加压两种。利用高位水池的位能，便于检查水流、水温，受水泵和电器设备故障影响较少，运转安全。一般情况下，常用高位水池。而用泵直接加压，主要用于泵房附近不能建筑高位水池或玻璃钢冷却塔之处。用泵直接加压又分开启式和闭路式两种，前者断水易发现，但较闭路式通常要多一台泵；闭路式则相反，但需增设断水信号，故常用开启式。

循环供水，一般都应有独立的水泵、水池和冷却装置。

冷却常用冷却塔或喷水池。喷水池结构简单，维修方便，但占地面积大，水量损失为冷却水量的6~9%。冷却水塔水量损失为4~5%，冷却效果较好。

9.2.5.2 水质

水质应符合下列要求：

- (1) 悬浮物含量不宜大于100mg/L；
- (2) pH值为6.5~9.5；
- (3) 具有热稳定性。

当循环供水时，水质的热稳定性要求，按现行《室外给水设计规范》有关规定执行。

当直流供水时，根据冷却水的碳酸盐硬度，控制其排水温度不超过表1-9-13的规定。

碳酸盐硬度与水温关系表

表 1-9-13

碳酸盐硬度(mgN/L)	≤5	6	7	10
排水温度(°C)	45	40	35	30

9.2.5.3 水温

进水温度一般为25~30°C, 炎热地区短时进水温度一般不超过35°C。排水温度不超过40°C。进出水温差为10~15°C。

9.2.5.4 水压

活塞型空压机冷却水入口处(阀后)的给水水压不得大于0.2MPa(表压), 亦不宜小于0.03MPa(表压)。

L型空压机, 一般可取0.12~0.15MPa。

水泵直接加压的开启式供水系统, 热水泵的工作压头为

$$H = H_s + H_a + H_0 + \Delta H \quad (1-9-8)$$

式中 H ——热水泵工作压头, m;

H_s ——水泵吸水高度, 即水泵轴心至最低水位的高差, m;

H_a ——水泵轴心与喷嘴间几何高差(m), 当站房与冷却水池位于同一标高时, 喷水池 H_a 取2~4m, 冷却塔 H_a 取5~7m;

H_0 ——喷嘴剩余压头, 取4~6m;

ΔH ——管路总损失, m。

若采用水泵直接加压的闭合式循环供水系统时, 水泵所需工作压头应考虑空压机供水压头 $\geq 7\text{m}$ (空压机系统内部阻力损失, 一般为1.5~3.0m); 再加上水泵轴心到空压机冷却系统入口的高差。

开启式供水时, 若冷却水池与空压机站位于同一标高, 则水泵工作压头约为20m。

9.2.5.5 冷却水量

空压机冷却水消耗量包括主机冷却水消耗量和后冷却器冷却水消耗量。

小时冷却水消耗量可按表1-9-6选取, 或按下式计算:

$$Q_i = 60 q_i Q \quad (1-9-9)$$

式中 Q_i ——空压机冷却水消耗量, m^3/h ;

q_i ——空压机单位冷却水消耗量 $[\text{L}/(\text{m}^3 \cdot \text{min})]$, 包括主机单位冷却水消耗量 q'_i 和后冷却器单位冷却水消耗量 q''_i , 即

$$q_i = q'_i + q''_i \quad (1-9-10)$$

Q ——空压机排气量, m^3/min 。

主机单位冷却水消耗量:

$$Q < 10 \text{ m}^3/\text{min} \text{ 时, } q'_i = 4.5 \sim 5.0 \text{ L}/(\text{m}^3 \cdot \text{min});$$

$$Q > 10 \text{ m}^3/\text{min} \text{ 时, } q'_i = 3.5 \sim 4.5 \text{ L}/(\text{m}^3 \cdot \text{min}).$$

若有后冷却器时, 主机和后冷却器的总的单位冷却水消耗量为 $q_i = 5.5 \sim 8.0 \text{ L}/\text{m}^3 \cdot \text{min}$ 。

9.2.5.6 冷却装置

1. 喷水池

喷水池面积应比冷却塔面积大3倍左右。喷水池面积为:

$$F_i = Q_i / H_i \quad (1-9-11)$$

式中 F_i ——喷水池面积, m^2 ;

Q_i ——冷却水量, m^3/h ;

H_1 ——灌水高度, $\text{m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{h})$, 即单位面积内小时冷却水耗量。中等条件, $H_1 = 0.8 \sim 1.0 \text{m}^3/(\text{m}^2 \cdot \text{h})$ 。

喷嘴直径一般为10~15mm。一个喷嘴所分担的水池面积为7~10 m^2 。

冷却水池容积不应小于1~2h的冷却水消耗量。一般可近似取为总排气量的50%。

缺水地区或用玻璃钢冷却塔冷却时, 用泵直接加压。

热水池可按30min冷却水量考虑。

2. 玻璃钢冷却塔

近年来, 多用玻璃钢冷却塔。它冷却效率高, 可达0.5~0.7。而且耐腐蚀, 质量轻, 强度高, 可置于屋顶, 占地少, 安装维修方便。

六十年代, 欧美、日本、苏联等国已有各种系列的玻璃钢冷却塔。我国于六十年代末开始应用。

玻璃钢冷却塔系列分标准型和工业型两种。标准型主要用于空调、冷冻等。工业型主要用于工业企业高温状态的冷却。

标准型(5°C温差塔): 湿球温度 $\tau = 28^\circ\text{C}$, 进水温度 $t_1 = 37^\circ\text{C}$, 出水温度 $t_2 = 32^\circ\text{C}$, 冷却效率 $\eta = 0.5$ 。塔型有逆流和横流之分, 以逆流的为主。

工业型(10°C温差塔和25°C温差塔): 湿球温度 $\tau = 28^\circ\text{C}$, 进水温度 $t_1 = 45^\circ\text{C}$, 出水温度 $t_2 = 32^\circ\text{C}$, 冷却效率 $\eta = 0.7$ 。塔型也有逆流和横流之分, 以横流为主。横流式动力消耗少, 组合容易。

矿山空压机站冷却塔选型, 主要根据湿球温度, 冷却水进出口温差, 小时冷却水量等参数进行。小型的低温状态(高山地区)的矿山一般选用标准型即可。

玻璃钢冷却塔的噪声均在65~85dB(A)以内。

目前, 采用硬聚氯乙烯填料时, 进水温度不宜超过50°C; 采用聚丙烯填料时, 进水温度不宜超过80°C。玻璃钢冷却塔使用寿命一般可达15年。

玻璃钢冷却塔的性能参见表1-9-14、表1-9-15、表1-9-16。

玻璃钢冷却塔(5°C温差塔)性能表

表 1-9-14

型 号	塔体直径 (m)	塔体高度 (m)	冷 却 水 量 (m^3/h)	进出水温($^\circ\text{C}$)		进出水 温差 ($^\circ\text{C}$)	风机 功率 (kW)	管径(mm)		质量(kg)		参考价 (元)
				进水	出水			进水	出水	干	湿	
BL-15	1.20	2.14	15	37	32	5	0.8	60	65	171		2150
BL-30	1.70	2.46	30	37	32	5	1.5	80	100	282		3140
BL-50	2.10	3.14	50	37	32	5	2.2	100	150	437		4750
BL-80	2.45	3.70	80	37	32	5	2.7	125	150	756		6700
BL-100	2.80	3.95	100	37	32	5	4	150	200	854		9600
BL-230	4.00	5.60	200	37	32	5	13	200	250×2	2164		19500
BNL ₁ -300	5.16	6.66	340	37	32	5						
BNL ₁ -500	5.21	6.31	520	37	32	5						

注: 南京玻璃钢厂制, 设计参数参考上海化工设计院和上海轻工设计院。

玻璃钢冷却塔(10°C温差塔)性能表

表 1-9-15

型 号	塔体直径 (m)	塔体高度 (m)	冷却水量 (m³/h)	进出水温(°C)		进出水温差 (°C)	风机功率 (kW)	管径(mm)		质量(kg)		参考价 (元)
				进 水	出 水			进 水	出 水	干	湿	
CBL-D600	6.00	7.00	600	37~47	32	5~15	17	300	400	7000	12000	57000
CBL-D500	5.00	6.70	350	37~47	32	5~15	13	250	300	4000	7000	40000
CBL-D400	4.00	6.30	230	37~47	32	5~15	7.5	200	300	3000	5000	30000
CBL-D3200	3.00	5.40	120	37~47	32	5~15	5.5	150	250	1300	2500	11500
CBL-D200	2.00	4.35	60	37~47	32	5~15	2.2	100	150	800	1500	5500
CBL-D150	1.50	4.05	35	37~47	32	5~15	1.5	80	100	400	800	3000
CBL-D100	1.00	3.65	15	37~47	32	5~15	0.8	50	100	280	500	2400

注: 船舶工业总公司第九设计院设计, 江苏武进县第三玻璃钢厂制造。

玻璃钢冷却塔(25°C温差塔)性能表

表 1-9-16

型 号	塔体直径 (m)	塔体高度 (m)	冷却水量 (m³/h)	进出水温(°C)		进出水温差 (°C)	风机功率 (kW)	管径(mm)		质量(kg)		参考价 (元)
				进 水	出 水			进 水	出 水	干	湿	
GBL-D150	1.50	4.95	15	60	35	25	2.2	80	100	1000	1800	
GBL-D200	2.00	4.91	30	60	35	25	3	100	150	1500	2800	
GBL-D250	2.50	5.81	50	60	35	25	5.5	150	200	2000	4000	
GBL-D350	3.50	6.91	100	60	35	25	7.5	200	250	3500	7000	
GBL-D500	5.00	7.70	200	60	35	25	17	250	300	5000	12000	45000

注: 船舶工业总公司第九设计院设计, 江苏武进县第三玻璃钢厂制造。

9.3 压 气 管 网

9.3.1 管 网 计 算

首先, 拟出管网系统, 标明各管段长度及流量, 然后, 计算其管径及阻力损失, 二者亦可用图表法求得。

9.3.1.1 计算法

按管网系统图逐段计算管径, 并验算管网压力损失。

自空压机站至最远供气点的压力损失, 不得超过0.1MPa, 若超过时, 应调整预定的管网管径。

1. 压气管内径

$$d = 146 \sqrt{\frac{Q_1}{v}} \quad (1-9-12)$$

式中 d ——压气管内径, mm,

v ——压气管内压缩空气流速, 一般为5~10m/s,

Q_1 ——平均压力 P_1 状态下, 压缩空气流量m³/min。

$$Q_1 = \frac{Q_0 P_0}{P_1} \quad (1-9-13)$$

式中 Q_0 ——常温(20°C)、常压(0.1MPa)状态下管道计算流量, m^3/min ;

P_0 ——吸气状态的大气压, MPa;

P_1 ——压气管道内空气的平均压力, 一般为0.5~0.9MPa。

若 $P_1 = 0.7\text{MPa}$; $V = 6\text{m/s}$ 时, 可得近似公式:

$$d = 20\sqrt{Q} \quad (1-9-14)$$

式中 d ——压缩空气管道内径, mm;

管 件 等 值 长 度 (m)

表 1-9-17

管 件 名 称	示 意 图	管 子 内 径 (mm)										
		32	50	100	150	200	250	300	350	400	450	500
闸 阀		0.34	0.54	1.3	2.1	3.2	4.3	7.0	8.5	9.8	14.2	16.2
升降式止回阀		5.6	9.1	23.1	41.8	66.0	92.7	122.2	—	—	—	—
启旋式止回阀		1.5	2.4	5.6	9.3	13.8	18.3	22.7	27.5	31.9	35.9	42.0
标准截止阀		5.6	9.1	23.1	41.8	66.0	92.7	122.2	—	—	—	—
直通截止阀		3.4	4.2	9.8	10.0	—	—	—	—	—	—	—
弯角阀		7	13	31	56	78	100	130	150	200	230	270
直角阀		5	10	20	32	46	61	77	95	115	130	150
光滑方型补偿器		—	—	8.5	14.2	21.3	28.1	34.9	42.3	49.1	56.8	64.6
汇流三通		3.4	5.4	12.8	21.4	31.9	42.2	52.4	63.4	73.7	85.2	96.9
分流三通		2.3	3.6	8.5	14.2	21.3	28.1	34.9	42.3	49.1	56.8	64.6
引出支管直接管		1.1	1.8	4.3	7.1	10.6	14.6	17.5	21.1	24.6	28.4	32.3
引出支管		1.7	2.7	6.4	10.7	16.0	21.7	26.2	31.2	36.7	42.6	48.5
接入支管直接管		1.7	2.7	6.4	10.7	16.0	21.7	26.2	31.2	36.7	42.6	48.5

续表

管 件 名 称	示 意 图	管 子 内 径 (mm)										
		32	50	100	150	200	250	300	350	400	450	500
接入支管		2.3	3.6	8.6	14.2	21.3	28.1	34.9	42.3	49.1	56.8	64.6
急 跌		0.5	1.2	3	4.8	7.1	9.1	12.5	14.3	16.6	20	25
急 缩		0.3	0.6	1.5	2.4	3.6	4.5	6.3	7.1	8.3	10	12
煨弯管90° R=4D			1	1.7	2.5	3.2	4	5	6	7	8	9
煨弯管90° R=3D			1.5	2.7	4	5	6	7.5	9	11	12.5	14
铸造弯头90°			3.2	7.6	12.5	18	24	30	38	44	50	55
焊接弯头90°			7.5	17.5	29	42	56	70	87	102	115	137
缓冲管 R=12D			4	9.5	14.5	20	27	33	41	48	54	64
伸缩节头			0.6	1.5	2.4	3.6	4.5	6.3	7.1	8.3	10	12
油水分离器			7.2	18	28.9	42.8	58.3	75	85	100	120	152

Q——管内自由空气流量, m³/min。

2. 压力损失

$$\Delta P_i = 10^{-4} \frac{1.15 l_i}{d_i^5} Q_i^{1.85} \quad (1-9-15)$$

式中 ΔP_i ——第*i*段压气管的阻力损失, Pa;

l_i ——第*i*段压气管的长度, m;

1.15——考虑第*i*段压气管上管件的局部阻力的系数; 该系数一般取1.10~1.20。

如要精确计算, 不用此系数, 可将各管件的等值长度(见表1-9-17)计入管路长度内;

d_i ——第 i 段压气管的内径, m;

Q_i ——第 i 段压气管的计算流量(自由状态), m^3/min 。

9.3.1.2 图表法

表1-9-18是按管路最远点阻力损失不超过0.1MPa, 各管段阻力损失按比例分摊的原则, 根据公式(1-9-15)由微机算得。表1-9-18使用方便, 查找管径迅速, 且能确保管线最远点总阻力损失不超过0.1MPa, 勿需复算。算法示例见表1-9-19。

图1-9-9亦是计算压气管内径及阻损的一种方法, 利用该图可以确定管径及压力损失 ΔP 和流速 v 。在确定管径时, 其已知条件为: 温度 15°C , 压力 0.7MPa , 流量 $9500\text{m}^3/\text{h}$, 流速 9m/s 。方法: 沿点 a 、 b 、 c 、 d 、 e 顺序, 于 e 点找出 $d = 200\text{mm}$ 。确定压力损失 ΔP 及流速 v 时, 已知条件为: 温度 30°C , 压力 0.25MPa , 流量 $12000\text{m}^3/\text{h}$, 管内径 300mm 。方法: (1) 沿线 f 、 g 、 h 、 j 、 k 顺序, 于 k 点找出 $\Delta P = 30\text{Pa}$ 。(2) 沿线 f 、 g 、 i 、 m 与 nm 线交于 m 点即流速 $v = 15\text{m/s}$ 。

算得的总阻损, 有时会超过0.1MPa, 在此情况下, 必须对管径进行调整。

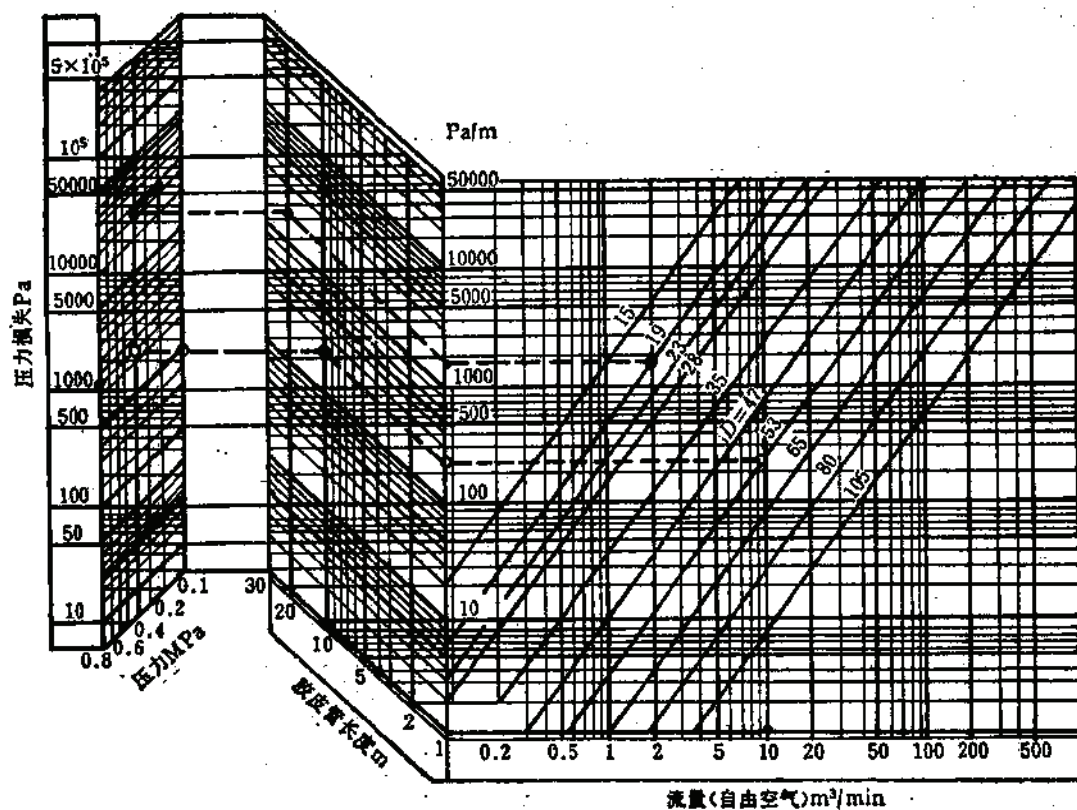


图 1-9-8 压缩空气流经胶皮管压力损失图表

压风管内

标准管径 ×壁厚 (mm)	管内气压 流量(自由) (m ³ /min)	输 送 距																
		200	400	600	800	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2100	2200	2300	2400	2500	2600	2700
φ 45×3.5	2	24	28	30	32	33	35	36	37	38	38	38	39	39	39	40	40	40
	3	28	32	35	37	38	40	41	42	43	44	45	45	45	46	46	47	47
	4	31	36	39	41	43	44	45	47	48	49	50	50	51	51	51	52	52
	5	34	39	42	44	46	48	50	51	52	53	54	54	55	55	56	56	57
	6	36	41	45	47	50	52	53	55	56	57	58	58	59	59	60	60	61
φ 57×3.5	7	38	44	47	50	53	55	56	58	59	61	61	62	62	63	63	64	64
	8	40	46	50	53	55	57	59	61	62	64	64	65	65	66	67	67	68
	9	42	48	45	55	58	60	62	64	65	66	67	68	68	69	70	70	71
	10	43	50	54	57	60	62	64	66	68	69	70	70	71	72	72	73	73
	12	47	53	58	62	64	67	69	71	72	74	75	75	76	77	77	78	79
	14	49	57	61	65	68	71	73	75	77	78	79	80	81	81	82	83	83
φ 73×4	16	52	60	65	68	72	74	77	79	81	82	83	84	85	85	86	87	87
	18	54	62	68	72	75	78	80	82	84	86	87	88	88	89	90	91	91
	20	56	65	70	74	78	81	83	86	88	89	90	91	92	93	94	94	95
	25	61	70	76	81	85	88	90	93	95	97	98	99	100	101	102	102	103
φ 89×4	30	65	75	82	87	90	94	97	99	102	104	105	106	107	108	109	110	110
	35	69	80	86	92	96	99	103	105	108	110	111	112	113	114	115	116	117
	40	73	84	91	96	101	104	108	111	113	116	117	118	119	120	121	122	123
	45	76	88	95	101	105	109	113	116	118	121	122	123	124	125	126	127	128
	50	79	91	99	105	109	113	117	120	123	126	127	128	129	130	131	133	134
φ 108×4	55	82	94	102	108	113	118	121	125	128	130	132	133	134	135	136	137	138
	60	85	97	106	112	117	121	125	129	132	135	136	137	138	140	141	142	143
	65	87	100	109	115	121	125	129	133	136	139	140	141	143	144	145	146	147
	70	90	103	112	119	124	129	133	136	139	142	144	145	147	148	149	150	151
	75	92	106	115	122	127	132	136	140	143	146	148	149	150	152	153	154	155
	80	94	108	118	125	130	135	139	143	147	150	151	153	154	155	157	158	159
	85	96	111	120	127	133	138	143	146	150	153	155	156	157	159	160	161	163
	90	98	113	123	130	136	141	146	150	153	156	158	159	161	162	164	165	166
φ 133×4	95	100	116	125	133	139	144	149	153	156	160	161	163	164	165	167	168	169
	100	102	118	128	135	142	147	151	155	158	163	164	166	167	169	170	171	173
	110	106	122	132	140	147	152	157	161	165	168	170	172	173	175	176	178	179
	120	110	126	137	145	151	157	162	166	170	174	176	177	179	180	182	183	185
	130	113	130	141	149	156	162	167	171	175	179	181	183	184	186	187	189	190
	140	116	133	145	153	160	166	172	176	180	184	186	188	189	191	193	194	196
	150	119	137	148	157	164	171	176	181	185	189	191	193	194	196	198	199	201
	160	122	140	152	161	168	175	180	185	190	194	195	197	199	201	202	204	206
φ 159×4.5	170	125	143	156	165	172	179	184	189	194	198	200	202	204	205	207	209	210
	180	127	146	159	168	176	183	188	193	198	202	204	206	208	210	211	213	215
	190	130	149	162	172	180	186	192	196	202	206	208	210	212	214	216	217	219
	200	133	152	165	175	183	190	196	201	206	210	212	214	216	218	220	222	223
	220	137	158	171	181	190	197	203	208	213	218	220	222	224	226	228	230	231
	240	142	163	177	187	196	203	209	215	220	225	227	229	231	233	236	237	239
	260	146	168	182	193	202	209	216	222	227	232	234	236	238	240	242	244	246
	280	150	173	187	198	207	215	222	228	233	238	241	243	245	247	249	251	253
φ 219×6	300	154	177	192	203	213	221	228	234	239	244	247	249	251	253	256	258	260
	350	163	187	203	215	225	234	241	247	253	259	261	264	266	268	271	273	275
	400	171	197	214	226	237	245	253	260	266	272	275	277	280	282	284	287	289
	450	179	206	223	236	247	256	264	272	278	284	287	289	292	295	297	299	302
	500	186	214	232	246	257	267	275	282	289	295	298	301	304	306	309	311	314
	550	193	222	240	255	266	276	285	293	300	306	309	312	315	317	320	322	325
	600	199	229	248	263	275	285	294	302	309	316	319	322	325	328	330	333	336

胶管阻损计算见图1-9-8。胶管内径可按气动设备接气口直径选大一级，以减少其阻损。由于阻损甚大，胶管不宜过长，一般应控制在20m左右。

径选择表

表 1-9-18

离 (m)																	管内压气流量(自由) (m ³ /min)	标准管径 × 壁厚 (mm)
2800	2900	3000	3200	3400	3600	3800	4000	4200	4400	4600	4800	5000	5200	5400	5600	6000	2	φ 57 × 3.5
41	41	41	42	42	43	43	44	44	44	45	45	46	46	46	47	47	3	φ 73 × 4
47	48	48	48	49	50	50	51	51	52	52	53	53	54	54	54	55	4	φ 89 × 4
53	53	53	54	55	55	56	56	57	58	58	59	59	60	60	60	61	5	φ 108 × 4
57	58	58	59	59	60	61	61	62	63	63	64	64	65	65	66	67	6	φ 108 × 4
61	62	62	63	64	64	65	66	66	67	68	68	69	69	70	70	71	7	φ 108 × 4
65	65	66	67	67	68	69	70	70	71	72	72	73	73	74	74	75	8	φ 108 × 4
68	69	69	70	71	72	72	73	74	75	76	76	77	77	78	78	79	9	φ 108 × 4
71	72	72	73	74	75	76	76	77	78	79	79	80	81	81	82	83	10	φ 108 × 4
74	74	75	76	77	78	79	79	80	81	82	82	83	84	84	85	86	12	φ 108 × 4
79	80	80	81	82	83	84	85	86	87	88	88	89	90	90	91	92	14	φ 108 × 4
84	84	85	86	87	88	89	90	91	92	93	93	94	95	96	96	98	16	φ 133 × 4
88	89	89	90	92	93	94	95	96	97	98	99	100	101	101	101	103	18	φ 133 × 4
92	93	93	95	96	97	98	99	100	101	102	103	103	104	105	106	107	20	φ 133 × 4
96	96	97	98	100	101	102	103	104	105	106	107	108	108	109	110	112	25	φ 133 × 4
104	105	105	107	108	109	111	112	113	114	115	116	117	118	119	121	121	30	φ 159 × 4.5
111	112	113	114	116	117	118	120	121	122	123	124	125	126	127	128	130	35	φ 159 × 4.5
118	119	119	121	123	124	125	127	128	129	130	131	132	133	134	135	137	40	φ 159 × 4.5
124	125	126	127	129	130	132	133	134	136	137	138	139	140	141	142	144	45	φ 219 × 6
129	130	131	133	134	136	138	139	140	142	143	144	145	146	148	149	151	50	φ 219 × 6
135	135	136	138	140	141	143	144	146	147	149	150	151	152	153	155	157	55	φ 219 × 6
139	140	141	143	145	147	148	150	151	153	154	155	157	158	159	160	162	60	φ 219 × 6
144	145	146	148	150	151	153	155	156	158	159	160	162	163	164	165	168	65	φ 219 × 6
148	149	150	152	154	156	158	159	161	162	164	165	167	168	169	170	173	70	φ 219 × 6
152	153	155	157	158	160	162	164	165	167	168	170	171	173	174	175	176	75	φ 219 × 6
156	157	159	161	163	164	166	168	170	171	173	174	176	177	178	180	182	80	φ 219 × 6
160	161	162	164	166	168	170	172	174	175	177	178	180	181	183	184	187	85	φ 219 × 6
164	165	166	168	170	172	174	176	178	179	181	182	184	185	187	188	191	90	φ 219 × 6
167	168	170	172	174	176	178	180	181	183	185	186	188	189	191	192	195	95	φ 219 × 6
171	172	173	175	177	180	181	183	185	187	189	190	192	193	195	196	199	100	φ 219 × 6
174	175	176	179	181	183	185	187	189	190	192	194	195	197	198	200	203	110	φ 219 × 6
180	181	183	185	187	190	192	194	195	197	199	201	202	204	206	207	210	120	φ 219 × 6
186	187	189	191	194	196	198	200	202	204	206	208	210	212	214	215	217	130	φ 219 × 6
192	193	194	197	199	202	204	206	208	210	212	214	216	218	220	221	223	140	φ 219 × 6
197	198	200	202	205	207	210	212	214	216	218	220	221	223	225	226	230	150	φ 219 × 6
202	204	205	208	210	213	215	217	219	221	223	225	227	229	231	232	236	160	φ 219 × 6
207	209	210	213	215	218	220	222	225	227	229	231	233	234	236	238	241	170	φ 219 × 6
212	213	215	218	220	223	225	227	230	232	234	236	238	240	242	243	247	180	φ 219 × 6
216	218	219	222	225	228	230	232	235	237	239	241	243	245	247	249	252	190	φ 219 × 6
221	222	224	227	229	232	235	237	239	242	244	246	248	250	252	254	257	200	φ 219 × 6
225	227	228	231	234	237	239	242	244	246	248	251	253	255	257	258	262	220	φ 219 × 6
233	235	236	239	242	245	248	250	253	255	257	260	262	264	266	268	271	240	φ 219 × 6
241	242	244	247	250	253	256	258	261	263	266	268	270	272	275	277	280	260	φ 219 × 6
248	250	251	255	258	261	264	266	269	271	274	276	279	281	284	286	289	280	φ 219 × 6
255	257	258	262	265	268	271	274	276	279	281	284	286	288	291	293	297	300	φ 219 × 6
261	263	265	269	272	275	278	281	284	286	289	291	294	296	298	300	305	350	φ 377 × 9
277	279	281	284	288	291	294	297	300	303	306	308	311	313	316	318	322	400	φ 377 × 9
291	293	295	299	302	306	309	312	315	318	321	324	327	329	332	334	339	450	φ 377 × 9
304	306	308	312	316	320	323	326	330	333	336	339	341	344	347	349	354	500	φ 462 × 9
316	318	320	324	328	332	336	339	343	346	349	352	355	358	360	363	368	550	φ 462 × 9
327	330	332	336	340	344	348	352	355	358	361	365	368	373	376	378	384	600	φ 462 × 9
338	340	343	347	351	355	359	363	367	370	373	377	380	383	384	388	394		

管壁厚度计算可参见本书第十一章相关部分。

胶管规格见表1-9-20。无缝钢管、直缝卷焊管、螺旋缝电焊管和水煤气管规格分别见

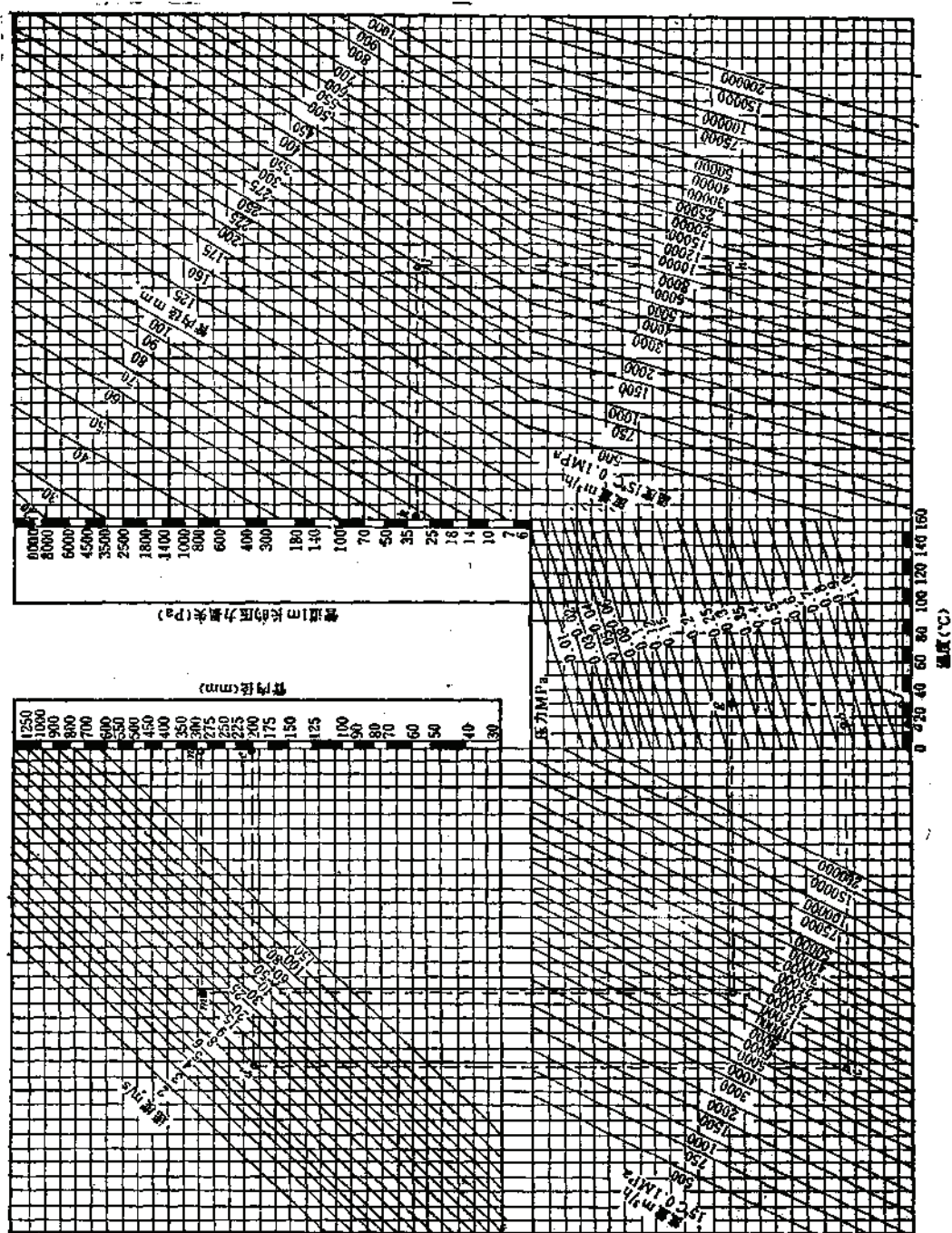


图 1-9-9 确定压气管径及压力损失线图

示 例 表

表 1-9-19

管线系统图	管 段	计算管长 $L_{\text{算}}(\text{m})$	供气量 (m^3/min)	内 径 (mm)	分段阻损 (MPa)
	①	$700+300+400=1400$	100	$\phi 219$	<0.0500
	②	$700+500=1200$	80	$\phi 168$	<0.0418
	③	$700+300+400=1400$	70	$\phi 159$	<0.0214
	④	$700+300+200=1200$	40	$\phi 133$	<0.0166
	⑤	$700+300+400=1400$	30	$\phi 108$	<0.0286

表1-9-21~表1-9-24。

输气胶管规格表

表 1-9-20

内径(mm)		夹布层数/工作压力 (MPa)		参 考 外 径 (mm)		参 考 质 量 (kg/m)			长 度(m)			
公称尺寸	公 差								长度	公 差		
1. 夹布空气胶管(爆破压力为工作压力的4倍)												
13	±0.8	2/0.6	3/0.8	4/1.0	22	23	24	0.36	0.4	0.45	20	±0.20
16	±0.8	3/0.6	4/0.8	5/1.0	26	27	29	0.47	0.52	0.57	20	±0.20
19	±0.8	2/0.6	3/0.8	4/1.0	29	30	32	0.50	0.56	0.62	20	±0.20
22	±0.8	3/0.6	4/0.8	5/1.0	32	33	35	0.58	0.65	0.72	20	±0.20
25	±0.8	3/0.6	4/0.8	5/1.0	37	39	41	0.83	0.90	0.99	20	±0.20
32	±1.2	3/0.6	4/0.8	5/1.0	44	46	48	0.99	1.09	1.18	20	±0.20
38	±1.2	3/0.6	4/0.8	5/1.0	52	54	56	1.3	1.4	1.6	20	±0.20
45	±1.2	3/0.6	4/0.8	5/1.0	59	61	63	1.5	1.7	1.8	20	±0.20
51	±1.2	3/0.6	4/0.8	5/1.0	65	67	69	1.7	1.8	2.0	20	±0.20
64	±1.5	4/0.6	5/0.8	6/1.0	80	82	84	2.3	2.5	2.7	20	±0.20
76	±1.5	4/0.6	6/0.8	7/1.0	92	96	98	2.6	3.1	3.4	20	±0.20
89	±1.5	5/0.6	7/0.8	9/1.0	107	111	115	3.6	4.0	4.8	8	±0.12
102	±2.0	6/0.6	8/0.8	10/1.0	122	128	130	4.3	5.0	5.7	8	±0.12
127	±2.0	7/0.6	9/0.8	—	149	153	—	6.7	6.7	—	8	±0.12
152	±2.0	8/0.6	—	—	176	—	—	7.1	—	—	8	±0.12

9.3.2 管网布置、敷设与防腐

9.3.2.1 管网布置

压气管网布置,一般采用树枝状系统,有条件的地方可联成环状系统。

管道布置应考虑:长度短,拐弯少,且应避免急弯;管件(闸门、三通、弯头、减压阀、安全阀等)要合理使用。

主管每隔500~600m,在低洼处设置油水分离器;支管则设置油水清除装置。

油水分离器壳体直径

$$D = \sqrt{v d}$$

(1-9-16)

螺旋缝电焊钢管

表 1-9-21

外 径 (mm)	壁 厚 (mm)	理论重量 (kg/m)	出 厂 价 格 (元/t)				工厂试验压力(MPa)				制 造 厂
			A3F		16Mn		A3F		16Mn		
			单面焊	双面焊	单面焊	双面焊	单面焊	双面焊	单面焊	双面焊	
168	5	20.1									锦西钢管厂
219	6	31.51									锦西钢管厂
	7	36.6	1050	1100	—	1160	9.8	12.4	13.4	18.5	宝鸡钢管厂
245	7	41.09	970	1020	—	1160	8.7	11.0	11.9	16.5	宝鸡钢管厂
273	6	39.61									锦西钢管厂
	7	45.82	940	980	1040	1100	7.7	9.8	10.6	14.7	宝鸡钢管厂
325	6~7	47.2~54.9									锦西钢管厂
	7	54.9	880	930	980	1000	6.5	8.1	8.8	12.2	宝鸡钢管厂
351	7	59.39	850	900	980	1000	6.0	7.5	8.1	11.3	宝鸡钢管厂
377	6~7	54.9~63.87									锦西钢管厂
	7	63.87	820	860	980	1000	5.5	7.0	7.6	10.5	宝鸡钢管厂
426	7	72.33	780	820	—	980	4.9	6.2	6.7	9.2	宝鸡钢管厂
476	7	81.21	780	820	—	980	4.3	5.5	5.9	8.2	宝鸡钢管厂
529	7	90.11	780	800	—	890	3.9	4.9	5.3	7.4	宝鸡钢管厂
630	7	107.5	780	800	—	870	3.3	4.1	4.5	6.2	宝鸡钢管厂
	8	122.7	—	800	—	860	3.3	4.1	5.1	7.1	宝鸡钢管厂

注: 1. 此表系按宝鸡钢管厂1987年资料及GB15004—83(试行)锦西企业—83标准编制。

2. 宝鸡钢管厂生产的管子, 长度定尺为8~12.5m, 短尺不小于6m, 壁厚如工部需要, 377及其以下可产6mm的, $\phi 377$ 以上可产8mm的, 试压目前不能超过14.7MPa。

3. 锦西钢管厂生产的管子, 长度为7~12m, 水压试验为1.96~2.94MPa。

无缝钢管 (YB 231-64)

表 1-9-22

外径 (mm)	壁 厚 (mm)														
	2.5	2.8	3	3.5	4	4.5	5	5.5	6	7	8	9	10	11	12
钢 管 理 论 质 量 (kg/m)															
32	1.76	2.02	2.15	2.46	2.76	3.05	3.33	3.59	3.85	4.32	—	—	—	—	—
38	2.19	2.43	2.95	2.98	3.35	3.72	4.07	4.41	5.74	5.35	—	—	—	—	—
42	2.44	2.70	2.89	3.85	3.75	4.16	4.56	4.95	5.23	6.04	—	—	—	—	—
45	2.62	2.91	3.11	3.58	4.04	4.49	4.93	5.36	5.77	6.56	—	—	—	—	—
50	2.93	3.25	3.48	4.01	4.54	5.05	5.55	6.04	6.51	7.42	—	—	—	—	—
54	—	—	3.77	4.36	4.93	5.49	6.04	6.58	7.10	8.11	—	—	—	—	—
57	—	—	4.00	4.62	5.23	5.83	6.41	6.99	7.55	8.63	—	—	—	—	—
60	—	—	4.22	4.83	5.52	6.16	6.79	7.39	7.99	9.15	—	—	—	—	—
63.5	—	—	4.48	5.18	5.87	6.55	7.21	7.87	8.51	9.75	—	—	—	—	—
68	—	—	4.81	5.57	6.31	7.05	7.77	8.48	9.17	10.53	—	—	—	—	—
70	—	—	4.98	5.74	6.51	7.27	8.01	8.75	9.47	10.88	—	—	—	—	—
73	—	—	5.18	6.00	6.81	7.60	8.38	9.16	9.91	11.39	—	—	—	—	—
76	—	—	5.40	6.26	7.10	7.93	8.75	9.50	10.36	11.91	—	—	—	—	—
83	—	—	—	6.86	7.79	8.71	9.62	10.51	11.39	13.12	—	—	—	—	—
89	—	—	—	7.38	8.38	9.38	10.36	11.33	12.28	14.16	—	—	—	—	—
95	—	—	—	7.90	8.98	10.04	11.10	12.14	13.17	15.19	—	—	—	—	—
102	—	—	—	8.50	9.67	10.82	11.98	13.09	14.21	16.40	—	—	—	—	—
108	—	—	—	—	10.26	11.49	12.70	13.90	15.09	17.44	—	—	—	—	—
114	—	—	—	—	10.85	12.15	13.44	14.72	15.98	18.47	—	—	—	—	—
121	—	—	—	—	11.54	12.93	14.30	15.67	17.02	19.68	—	—	—	—	—
127	—	—	—	—	12.13	13.59	15.04	16.48	17.90	20.72	—	—	—	—	—
133	—	—	—	—	12.73	14.26	15.78	17.29	18.79	21.75	—	—	—	—	—
140	—	—	—	—	—	15.04	16.65	18.24	19.83	22.96	—	—	—	—	—
146	—	—	—	—	—	15.70	17.39	19.06	20.72	24.00	—	—	—	—	—
152	—	—	—	—	—	16.37	18.13	19.87	21.60	25.03	28.41	31.74	35.02	38.26	41.43
159	—	—	—	—	—	17.15	18.99	20.82	22.64	26.24	29.79	33.29	36.75	40.15	43.50
168	—	—	—	—	—	—	20.10	22.04	23.97	27.79	31.57	35.29	38.97	42.59	46.17
180	—	—	—	—	—	—	21.59	23.70	25.75	29.87	33.93	37.95	41.92	45.85	49.72
194	—	—	—	—	—	—	23.31	25.60	27.82	32.28	36.70	41.06	45.38	49.64	53.86
203	—	—	—	—	—	—	—	—	29.14	33.83	38.47	43.05	47.59	52.08	56.52
219	—	—	—	—	—	—	—	—	31.52	36.60	41.62	46.51	51.54	56.42	61.26
245	—	—	—	—	—	—	—	—	41.09	46.76	52.38	57.95	63.48	68.95	74.35
273	—	—	—	—	—	—	—	—	45.92	52.28	58.60	64.96	71.07	77.24	83.35
299	—	—	—	—	—	—	—	—	—	57.41	64.37	71.27	78.13	84.93	91.68
325	—	—	—	—	—	—	—	—	—	62.54	70.14	77.68	85.18	92.63	100.02
351	—	—	—	—	—	—	—	—	—	67.87	75.91	84.10	92.23	100.32	108.37
377	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	81.88	90.51	99.20	107.82	116.41
402	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	87.21	96.67	106.06	115.41	124.71
426	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	92.65	102.69	112.65	122.52	132.35
459	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	97.87	108.50	119.03	129.61	140.11
480	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	104.52	115.90	127.22	138.49	149.71
500	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	108.96	120.83	132.65	145.41	158.11
530	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	116.62	128.23	140.78	154.29	168.81
560	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	122.29	135.63	148.92	163.16	178.45
600	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	131.17	145.50	159.78	175.00	191.33
630	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	137.61	152.89	167.93	183.83	200.77

注: 1. 试验压力 $P = 19.6 \times S \times R / d$ MPa, 式中: S —壁厚, mm; d —内径, mm; R —允许应力, MPa;

2. 估价时可参考公式: 价格 = 重量 $\times 0.7$ 元/kg。

直缝卷焊钢管

表 1-9-23

公称直径 (mm)	外 径 (mm)	壁 厚 (mm)									
		4.5	5	5.5	6	7	8	9	10	11	12
150	159	17.15 20.58	18.99 22.78		22.64 27.17	26.24 31.49	29.79 35.75				
200	219				31.52 31.52	36.60 36.60	41.63 41.63	46.60			
250	273				39.51 37.53	45.92 43.62	52.28 49.67	58.59 55.66			
300	325				47.20 44.84	54.89 52.15	62.54 59.41	70.13 66.62	77.71 66.10		
350	377				64.89 62.15	63.87 60.68	72.80 69.16	81.67 77.59	90.50 85.98		
400	426				62.14 59.03	72.33 68.31	82.46 78.34	92.65 87.82	102.59 97.46		
450	478				69.84 66.35	81.30 77.24	82.72 88.08	104.09 98.69	115.41 109.64		
500	529				77.39 73.52	90.11 85.60	102.78 97.64	115.41 109.64	127.89 121.59	140.49	
600	630					107.54 102.18	122.71 116.57	137.82 130.93	152.89 145.25	167.86	182.88 173.74
700	720						140.46 133.44	157.80 149.81	175.09 166.34		209.51 199.08
800	820						160.19 152.18	179.99 170.89	199.76 189.76	219.50	239.10 227.15
900	920						179.82 170.92	202.19 192.08	224.41 213.19		263.70 253.27
1000	1020								249.07 236.62	275.50	298.29 283.38
1200	1239								298.39 283.47	327.50	357.47 339.60

注: 1. 工作压力1.568MPa, 试验压力2.252MPa;
2. 分子数值为单位质量, kg/m, 分母数值为出厂价格, 元/m;
3. 制造厂——北京煤气用具机械厂。

水煤气输送管 (YB234-63)

表 1-9-24

公称直径 (mm)	外 径 (mm)	壁 厚 (mm)	质 量 (kg/m)	公称直径 (mm)	外 径 (mm)	壁 厚 (mm)	质 量 (kg/m)
15	21.25	2.75	1.25	40	48	3.5	3.84
20	26.75	2.75	1.63	50	60	3.5	4.89
25	33.5	3.25	2.42	70	75.5	3.75	6.64
32	42.25	3.25	3.13	80	88.5	4	8.34

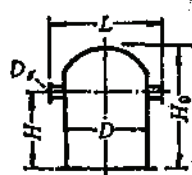
式中 D ——油水分离器壳体直径, m;
 v ——油水分离器进出口流速, m/s;
 d ——油水分离器进出口直径, m。

油水分离器高度一般为其壳体直径的3.5~4.5倍。

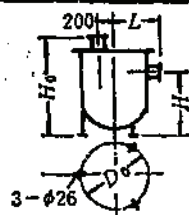
油水分离器规格可参考表1-9-25。

油水分离器

表 1-9-25



(1) 立式



(2) 卧式

型式	容 积 (m ³)	D _s (mm)	P _s (MPa)	D (mm)	D _s (mm)	H (mm)	H _s (mm)	L (mm)	重量 (kg)	估价 (元)	图 号	资料来源
立式	0.016	70	0.8	273	—	250	350	433	32	48	14备170	鞍山黑色 冶金矿山设 计研究院
	0.7	150	0.8	888	—	1100	1500	1268	455	670	14备80	
	1.2	225	0.8	1018	—	1250	1800	1458	603	905	14备74	
	1.2	250	0.8	1018	—	1250	1800	1458	606	910	14备73	
	1.7	300	0.8	1218	—	1100	1750	1618	781	1170	14备69	
	1.7	350	0.8	1218	—	1100	1750	1618	790	1180	14备70	
	1.7	500	0.8	1218	—	1100	1750	1518	781	1170	14备168	
	0.25	300	0.8	540	—	820	1170	790	245		0E-010277	北京有色 冶金设计研 究院
	0.20	250	0.8	600	—	375	750	1000	321		0E-013413	
	0.5	150	0.8	700	—	1100	1515	958	359		13064	
	0.5	200	0.8	700	—	1100	1515	938	399		13062	
	0.5	200 250 350	0.8	816	—	870	1230	1091	213		13296	
	1	250	0.8	1000	—	1150	1660	1274	714		13060	
卧式	1.2	450	0.8	1000	—	550	1050		804	1200	14备167	鞍山黑色 冶金矿山设 计研究院
	0.4	100	0.8	716	800	1019	1415	450	558	840	14备78	
	0.4	125	0.8	716	800	1019	1415	450	559	840	14备77	
	0.6	200	0.8	816	900	1150	1589	500	805	1200	14备75	
	0.6	225	0.8	816	900	1150	1589	500	809	1200	14备76	
	0.8	200	0.8	816	600	1450	2130	650	711	1150	14备44	

主管的坡度不宜小于0.002。

压气管道一般采用无缝钢管或焊接钢管。永久性管道的连接，尽可能采用焊接；焊接管段的长度以架设方便为原则。

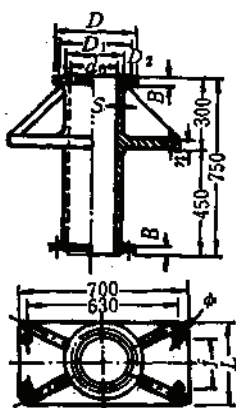
快速接头与法兰相比，具有许多优点，它体积小，质量轻，节省钢材，较同类法兰盘的质量轻1/2~2/3，并可省去部分伸缩节头，回收复用率高，拆装方便。软管快速接头，国内产品较少，有待补缺；国外有爪式、螺纹式快速软管接头。

9.3.2.2 管道敷设

压气管道在竖井内的固定，竖井为矩形木支护时，可用管卡直接固定在井框上，为混凝土支护或无支护时，则需设支承直管（见表1-9-26）和卡箍、管托等固定在罐道梁上。卡箍间距一般为罐道梁间距的倍数，但不得超过表1-9-27所列数值。

支 承 直 管

表 1-9-26



管内径 d_0 (mm)	工作压力 (MPa)	尺 寸 (mm)										重量 (kg)	图 号	资 料 来 源
		D	D ₁	D ₂	S	ϕ	B	L	f	n				
100	0.8	220	180	158	6	18	26	220	150	25	73	OB-012314	北京有色冶金设计研究总院	
	1.6	220	180	158	10	18	20	220	130	25	70.8	OB-012183	北京有色冶金设计研究总院	
	2.5	235	190	162	10	22	24	220	130	26	74.9	OB-012184	北京有色冶金设计研究总院	
	4.0	235	190				27	220			75	机标154-5	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
125	0.8	250	210	188	8	18	28	250	150	30	80	OB-012315	北京有色冶金设计研究总院	
	1.6	250	210	188	11	18	22	250	150	28	91.2	OB-012185	北京有色冶金设计研究总院	
	2.5	270	220	188	11	24	28	250	140	28	99.8	OB-012186	北京有色冶金设计研究总院	
	4.0	270	220				29	260			77	机标154-9	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
150	0.8	285	240	212	8	22	30	300	150	35	150	OB-012316	北京有色冶金设计研究总院	
	1.6	285	240	212	11	22	24	300	180	32	114	OB-012187	北京有色冶金设计研究总院	
	2.5	300	250	218	12	24	30	300	180	32	126	OB-012188	北京有色冶金设计研究总院	
	4.0	300	250					300			120	机标154-12	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
200	0.8	340	295	268	10	22	30	350	200	40	145	OB-012317	北京有色冶金设计研究总院	
	1.6	340	295	268	12	22	26	350	220	42	156	OB-012189	北京有色冶金设计研究总院	
	2.5	360	310	278	13	24	34	350	220	42	176	OB-012190	北京有色冶金设计研究总院	
	4.0	375	320					350			170	机标154-16	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
250	0.8	395	350	320	12	25	32	350	200	45	156	OB-012318	北京有色冶金设计研究总院	
	1.6	405	355	320	14	24	30	350	210	47	188	OB-012191	北京有色冶金设计研究总院	
	2.5	425	370	335	15	29	36	350	200	47	210	OB-012192	北京有色冶金设计研究总院	
	4.0	430	385					350			195	机标154-20	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
300	0.8	445	400	370	14	25	36	450	300	50	190	OB-012319	北京有色冶金设计研究总院	
	1.6	460	410	378	15	24	30	450	280	50	238	OB-012193	北京有色冶金设计研究总院	
	2.5	485	430	390	18	29	40	450	280	50	273	OB-012194	北京有色冶金设计研究总院	
	4.0	515	450					450			280	机标154-24	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
350	0.8	505	460	430	16	25	35	450	300	55		OB-012320	北京有色冶金设计研究总院	
	2.5	555	490	450	18	32	44	400	240	40		OB-011076	北京有色冶金设计研究总院	
400	0.8	565	515	482	18	25	35	500	300	55		OB-014983	北京有色冶金设计研究总院	

卡箍间距表

表 1-9-27

钢管直径 (mm)	100	125	150	200	250	300
卡箍最大间距 (m)	8	10	12	15	19.5	22.5

压气管道在运输平巷中,一般采用悬吊或用支架固定在人行道上方。支架间距一般为4~6m。管底净高应不小于1.8m。当与水管同侧布置时,应设置在水管的上方。

管支架最大间距,可按以下两种条件加以计算。

1. 按强度条件计算

$$L_{\max} = 2.31 \times 10^{-3} \sqrt{\frac{[\sigma] \phi W}{F_m}} \quad (1-9-17)$$

式中 $L_{\max}$ ——管支架最大间距, m;

$[\sigma]$ ——管材许用应力(Pa), 无缝钢管取 $[\sigma] = 80 \times 10^6 \text{ Pa}$;

W ——管子断面抗弯矩, cm^3 ;

$$W = \frac{\pi}{32} \frac{(d_o^4 - d_i^4)}{d_o} \quad (1-9-18)$$

d_o ——管子外径, cm;

d_i ——管子内径, cm;

ϕ ——焊缝系数, 可取0.7;

F_m ——管子均布载荷(包括管子本身和内部流动介质在内), N/m。

2. 按刚度条件计算

$$L_{\max} = 9.16 \times 10^{-3} \sqrt{\frac{EJi}{F_m}} \quad (1-9-19)$$

式中 $L_{\max}$ ——管支架最大间距, m;

E ——管材弹性模数, 钢材取 $E = 2.1 \times 10^{11} \text{ N/m}^2$;

J ——管子截面惯性矩, cm^4 ;

$$J = \frac{\pi}{64} (d_o^4 - d_i^4) \quad (1-9-20)$$

i ——管道坡度, 可取 $i = 0.003$;

其余符号同前。

按式(1-9-17)及式(1-9-19)算得的最大允许间距见表1-9-28。

当跨距中有管子附件时, 可按附加集中载荷计算,

$$L'_{\max} = \sqrt{\frac{F_m^2 + 20F_m W - F_o^2}{F_m}} \quad (1-9-21)$$

式中 $L'_{\max}$ ——有附加集中载荷时管支架最大间距, m;

F_o ——附加集中载荷, N;

其余符号同前。

露天压气管道, 一般沿地敷设。当穿过爆破影响区时, 应用浮土覆盖, 在穿越公路或铁路时, 应加套管埋设(详见第十一章“11.1.3.3”节)。

9.3.2.3 管道防腐

埋地敷设或具有酸性水腐蚀的井下或临海矿山, 应考虑管道防腐防锈措施。

管支架(无保温管道)最大允许间距表

表 1-9-28

管径×壁厚 (mm)	空管子每米重 (N/m)	充满水时管子 每米重 (N/m)	管截面惯性矩 (cm ⁴)	管截面抗弯矩 (cm ³)	最大允许间距(m)		
					按强度条件计算	按刚度条件计算	推荐值
φ32×3.5	24.6	29.0	3.23	2.02	4.56	3.78	3.7
φ38×3.5	29.8	36.3	5.70	3.00	4.97	4.24	4.2
φ45×3.5	35.8	45.3	9.89	4.40	5.39	4.73	4.7
φ57×3.5	46.2	66.3	21.14	7.42	5.78	5.36	5.3
φ73×4	68.1	102.2	51.78	14.19	6.24	6.35	6.2
φ89×4	83.8	138.6	91.68	21.73	6.84	6.98	6.8
φ108×4	102.6	183.3	176.95	32.77	7.31	7.76	7.3
φ133×4	127.3	251.3	337.53	50.76	7.77	8.66	7.7
φ159×4.5	171.5	348.2	652.27	82.05	7.99	9.70	7.9
φ219×6	315.2	651.7	2278.74	208.10	9.77	11.92	9.7
φ273×7	459.2	1002.5	5177.30	379.30	10.63	13.57	10.6
φ325×8	549.0	1575.0	10013.92	616.24	10.81	14.55	10.8
φ377×9	638.7	1596.7	17624.04	934.96	13.33	17.48	13.3
φ426×9	723.3	1932.3	25639.69	1203.74	13.64	18.59	13.6
φ478×9	813.1	2423.1	35473.78	1526.10	13.72	19.39	13.7
φ529×9	901.1	2910.1	49709.86	1879.39	13.89	20.22	13.8

地下矿山压气管道的防锈,一般采用红丹防锈漆和沥青。高温排气管应涂两遍耐高温漆。有机硅耐高温漆能在250~300°C保持一定时间,使漆膜不坏。若加入铝粉或磁粉,耐温性能可提高到500°C以上。有保温层的管道,一般涂两遍调和漆;无保温层的管道,一般先涂一遍防锈漆,再涂一遍调和漆或沥青漆。临海的地下矿山管道腐蚀与海洋船舶的腐蚀有类似的地方,故三山岛金矿使用了船舶漆。一般选用红丹防锈漆、锌黄防锈漆打底,再涂酚醛磁漆或醇酸磁漆、环氧磁漆、聚氨酯磁漆等。

埋地敷设管道受土壤腐蚀,腐蚀严重的地方,最大腐蚀速度每年可达1.3~1.5mm,参见表1-9-29。

地下油、气管腐蚀速度参考表

表 1-9-29

管 线 名 称	管径×壁厚 (mm)	绝 缘 层	最大腐蚀速度 (mm/a)	备 注
美国德克萨斯油管	φ254×7.8	无	1.54	1930年修建, 5年穿孔
美国洛杉矶水管	φ914×6.35	绝缘质量差	1.27	5年穿孔
匈牙利多瑙河油管		沥青绝缘	1.3	
苏联萨拉托夫气管	φ305×9	沥青绝缘	1.5	1944年修建, 2年穿孔

有绝缘层的钢管寿命可达20~25年。目前,绝缘层一般采用沥青玛瑞脂,即石油沥青加填充料(高岭土、石灰石、橡胶粉、硅藻粉、石棉等)。其绝缘型式和参数见表1-9-30。

埋地管道绝缘型式和结构表

表 1-9-30

型 式	结 构	最小厚度 (mm)	土 壤 特 性
普通绝缘	底漆-沥青 涂层-牛皮纸或玻璃布	3	低腐蚀性土壤 (土壤最小电阻率 $>100 \Omega \cdot m$)
加强绝缘	底漆-沥青涂层-牛皮纸-沥青 涂层-牛皮纸	6	腐蚀性较高的土壤 (土壤电阻率为 $20 \sim 100 \Omega \cdot m$)
极强绝缘	底漆-沥青涂层-石棉防水油 毡-沥青涂层-石棉防水油毡- 沥青涂层-牛皮纸	9	腐蚀性最高的土壤 (土壤电阻率 $<5 \Omega \cdot m$)

绝缘涂料为石油沥青、高岭土和底漆等。

石油沥青:软化点不低于 70°C ,在 25°C 时拉伸度不小于30m,在 25°C 时针入度在21~40度的范围内,氯仿或苯中的溶解度至少为99%,闪点不低于 230°C 。

高岭土:掺入量为20~25%(质量),以提高涂层的机械强度。

底漆:采用石油沥青和汽油调制,质量比为1:2.25~2.5。

9.3.3 管网热补偿

压气管道应考虑热补偿。露天矿压气管,如直线管路很长时,可在适当地点设置U型热补偿器,其规格见表1-9-31。竖井内的压气管可设置填料式伸缩节,其规格见表1-9-32。

凡安装填料式伸缩节的管线,在其补偿范围内管道的两端应进行固定,以免管道在热胀冷缩时,伸缩节脱开,造成事故。

9.3.3.1 钢管的热伸长度

$$\Delta L = 0.012 L \Delta t \quad (1-9-22)$$

式中 ΔL ——钢管热伸长度, mm;

L ——管段的长度, m;

Δt ——输气时最高温度与大气最低温度的差值, $^{\circ}\text{C}$;

0.012——管材线膨胀系数, $\text{mm}/(\text{m} \cdot ^{\circ}\text{C})$ 。

若管段两端固定,固定点应力为

$$\sigma = 12 \times 10^{-6} E \Delta t \quad (1-9-23)$$

式中 σ ——支点热应力, Pa;

12×10^{-6} ——管材线膨胀系数, $\text{mm}/(\text{m} \cdot ^{\circ}\text{C})$;

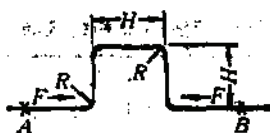
E ——管材弹性模数, 碳素钢取 $E = 2 \times 10^{11} \text{ Pa}$;

Δt ——温差, $^{\circ}\text{C}$ 。

热补偿的目的在于减释这部分热应力。

□型补偿器H及M值表

表 1-9-31



管径(mm)	70	100	125	150	200	250	300	350	400
$\Delta L(\text{mm})$	$H(\text{mm})$								
20	600								
30		850							
40	760		1050						
50		1080		1050					
60	950		1200						
70		1210		1440	1730				
80	1100		1370			2140			
100	1250	1430	1640	1690	2030	2340			
125	1450	1800	1730	1900	2290	2600			
150	1600	1980	1900	2050	2400	2800	3250		
175	1750	1940	2050	2230	2580	2970	3440	3750	
200	1900	2080	2200	2400	2750	3180	3620	3900	4270
225	2030	2200	2370	2550	2950	3360	3800	4060	4430
250	2150	2350	2520	2690	3100	3490	4000	4230	4600
275						3650	4170	4420	4800
300						3770	4340	4600	5000
325							4520	4780	5200
350							4700	4950	5350
$M(\text{N}\cdot\text{m})$	900	2000	3400	5400	13600	23500	37150	46700	66500

9.3.3.2 □型热补偿器

根据以上计算之热伸长量 ΔL 和管子规格从表1-9-31查得 H 值和相当力矩值 M 后,即可算得管子轴向推力 F :

$$F = \frac{M}{H} \quad (1-9-24)$$

式中 F ——管子轴向推力, N;

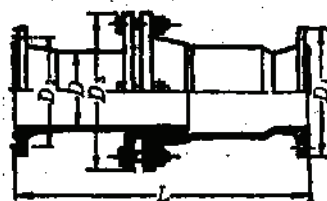
M ——管子支点的相当力矩, $\text{N}\cdot\text{m}$;

H ——支点力臂, m。

轴向推力 F 值可作为固定支点上的反推力。

伸 缩 接 头

表 1-9-32



内 径 D (mm)	D_1 (mm)	D_2 (mm)	D_3 (mm)	L (mm)		工作 压力 (MPa)	材 料	质 量 (kg)	图 号	资料来源
				最 大	最 小					
125	250	210	295	700	500	1.0	钢 板 焊 接	49.2	OE-014958	北京有色 冶金设计研 究总院
150	285	240	320	700	500			59.1		
200	340	295	375	700	500			86.5		
250	395	350	440	700	500			115.9		
300	445	400	495	700	500			135.8		
350	505	460	490	700	500			167		
400	565	515	595	700	500			203.6		
450	615	565	700	750	550			246.4		
500	670	620	750	750	550			273.5		
600	780	725	870	750	550			344.7		
700	895	840	980	750	550			425.9		
125~400	250~560	210~515	295~595	600	500	1.0		21.5~83.3	OE-014704	北京有色 冶金设计研 究总院
450~1200	615~1455	565~1380	700~1100	650~750	550~600			112.1~408.6		
100	220	180	260	680	480	1.6	铸 钢	28.8	OE-012378	北京有色 冶金设计研 究总院
125	250	210	320	695	495			39.2	OE-012382	
150	285	240	340	715	515			49.6	OE-012385	
200	340	295	420	740	540			74.4	OE-012389	
250	405	335	480	765	565			104	OE-012892	
300	480	410	540	785	585			131	OE-012631	
350	520	470	600	795	595			154	OE-012637	
100	235	190	290	680	480	2.5	铸 钢	31.1	OE-012474	北京有色 冶金设计研 究总院
125	270	220	340	695	495			45.7	OE-012471	
150	300	250	380	715	515			57	OE-012468	
200	360	310	425	740	540			82	OE-012465	
250	425	370	500	765	565			115	OE-012462	
300	485	430	560	785	585			148	OE-012634	
350	555	490	615	795	595			174	OE-012642	
400	620	550	680	850	650			235	OE-011140	
100	235	190		685	485	4.0	铸 钢	54	机标188	鞍山黑色 冶金矿山设 计研究院
125	270	220		695	495			67	机标89	
150	300	250		715	515			88	机标187	
200	375	320		740	540			123	机标158	
250	450	385		765	565			193	机标185	
300	515	450		775	575			282	机标189	

□型热补偿器具有补偿能力大(可达400mm), 轴向推力小, 制作简便等优点。但是在制作时应注意: 当管径 $d < 250\text{mm}$ 时, 弯曲半径 $R = 4d$; $d = 300\text{mm}$ 时, $R = 5d$ 。此外, 在安装时, 为了提高热补偿能力, 必须进行预拉伸。预拉伸值为热膨胀值的一半。

9.3.3.3 伸缩节(填料型膨胀器)

伸缩节补偿范围内管道两端固定支点的最大间距及安装时的伸缩长度可参照本篇第十一章式(1-11-1)及式(1-11-2)计算。

9.3.4 稳压及增压设施

9.3.4.1 稳压设施

(1) 稳压贮气罐是最常见的稳压设施。这种方法主要是防止气动工具同时开动造成的瞬时压降, 保证气动工具连续有效地工作。气动工具比较集中的地方, 可用下式计算稳压贮气罐的容积:

$$V_w = \frac{P_r V_r}{P_w - P_r} - V_o \quad (1-9-25)$$

式中 V_w ——稳压贮气罐容积, m^3 ;
 P_r ——气动工具工作压力, 一般为 $0.45 \sim 0.5\text{MPa}$;
 V_r ——同时工作的气动工具的气缸总容积, m^3 ;
 P_w ——稳压贮气罐进口压力, MPa ;
 V_o ——稳压贮气罐至气动工具接头之间的金属管、胶管的总容积, m^3 。

部分矿山稳压贮气罐实例见表1-9-33。

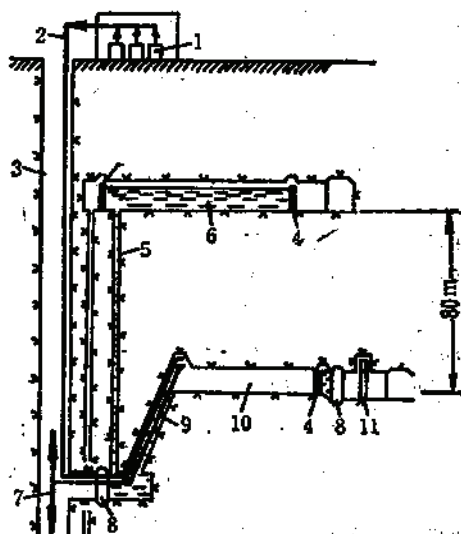


图 1-9-10 “皮加沙利米”矿压气蓄压设施系统图

1—空气压缩机站; 2—压气管; 3—竖井井筒; 4—支撑式隔墙; 5—连通水管; 6—液气调室; 7—供水管; 8—密封隔墙; 9—斜井; 10—压气调室; 11—水位指示装置

稳压贮气罐实例

表 1-9-33

矿 山	稳压贮气罐容积 (m^3)	贮气罐距空压机 站管路长度(m)	送气总量 (m^3/min)	主压气管直径 (mm)
黄 山	1.2	776	80	150
哈图乌李	1.2	704	80	150
鼓 山	2.5	867	80	150

(2) 水力贮气设施是节能、稳压和提高气动工具效率的一种好办法。在有条件的地方应大力采用。

芬兰于1936年开始采用水力贮气设施, 近年来, 联邦德国、加拿大等国相继应用, 均取得良好效果。根据芬兰经验, 矿山管网采用水力贮气设施后, 电耗可降低30%。

水力贮气设施中的压气硐室容积一般为2000~6000m³。当年采矿岩量10万m³时,其硐室容积约为1200m³,可参考此值估算压气硐室容积。水力硐室与压气硐室之间的垂直间距约为80m,以确保管网压力维持在0.72~0.84MPa。压气硐室距井筒不应少于50m;距工作面不应小于100m;距地表不应小于100m,一般为200~300m。水力硐室与压气硐室之间采用直径为1m的钻孔连通。压气硐室隔墙按1MPa工作压力修筑;水力硐室隔墙按支撑墙原理修筑。隔墙上设有人孔,供监测、检查、修理和排污之用。水力贮气设施系统见图1-9-10。

压气小时漏损量一般不应超过5m³。

苏联采用下式计算水力贮气硐室的自由空气容量:

$$V_a = 0.33q_{op}t_b[(1 - K_s)n^{0.66} - 0.54] \quad (1-9-26)$$

式中

V_a ——压气硐室的自由空气容积, m³;

q_{op} ——全矿气动工具平均单位耗气量, m³/min,

$$q_{op} = \frac{n_1q_1 + n_2q_2 + \dots + n_nq_n}{n} \quad (1-9-27)$$

$n_1, n_2, \dots, n_n$ ——各类气动工具台数;

$q_1, q_2, \dots, q_n$ ——各类气动工具单位耗气量, m³/min;

K_s ——气动工具时间利用系数(见表1-9-4);

t_b ——班工作时间, min。

增压机性能表

表 1-9-34

性能 \ 型号	VY-2.2/5-15	VY-4.4/5-15	LGY16-20/5-15
型式	活塞型	活塞型	螺杆型
冷却方式	水	水	风
排气量 (m ³ /min)	12.2	24.2	20
进气压力 (MPa)	0.5	0.5	0.5
排气压力 (MPa)	1.5	1.5	1.5
空压机转数 (r/min)	980		2338
外形尺寸 L × B × H (mm)	2700 × 1220 × 1320		3704 × 1380 × 1733
轨距 (mm)	600		
轴功率 (kW)	39		
电动机型号	YZ80S-6		
电动机功率 (kW)	45	100	
电动机转数 (r/min)	980		1480
电动机电压 (V)	380		380
设备质量 (t)	2.1	3.0	
制造厂	柳州空气压缩机厂	柳州空气压缩机厂	无锡空气压缩机厂
参考价 (万元)	2.00	4.00	5.00

● 用此式计算与实际有一定出入。

9.3.4.2 增压设施

1. 采矿工作面增压

VCR采矿法, 凿岩一般采用DQ-150J或ROC306潜孔钻机, 其工作气压为1.05MPa, 耗气量为18.4m³/min。因此井下要设增压机。

目前可供选用的增压机见表1-9-34。

金川有色金属公司使用瑞典DG418V型、电动、双缸双动、水冷高压增压机, 机组装在滑撬底盘上, 排气量为30~40m³/min, 轴功率为80~100kW, 冷却水消耗量为0.2m³/h。

2. 高原地区增压

高原地区, 空气稀薄, 空压机质量生产能力下降, 排气压力不足, 排气温度增高。在空压机选型计算中, 一般采用大于1的高原修正系数, 以弥补其质量生产能力的不足; 但排气压力下降的问题仍不能改善。为了克服上述缺陷, 可采取如下措施:

(1) 采用高原型空压机。高原地区空压机质量生产能力之所以下降, 主要是因为空气的密度下降, 其次是容积排量下降。标高每增加1000m, 质量生产能力下降12%左右, 容积排量下降2%左右。高原型空压机是采用增大一级缸的工作容积、减薄阀片、增加升程等措施, 以提高空压机的质量生产能力和排气压力。海拔3200m的锡铁山矿采用了4M12-173/8高原型空压机, 其性能参数见表1-9-35。

4M12-173/8型高原空压机性能表

表 1-9-35

项 目	性 能	项 目	性 能
1. 空压机		润滑油消耗量 (g/h)	650
吸气压力 (MPa)	0.068~0.088(可用于海拔 1500~3000m)	型 式	对称平衡型、四列、二级
排气压力 (MPa)	0.8	主机质量 (t)	24.60
排气量 (m ³ /min)	173(换算 t = 20°C, P = 0.1MPa时为 115.6~145.5m ³ /min)	设备总质量 (t)	38.00
一级吸气压力(MPa)	0.068	最大件质量 (t)	4.00
一级排气压力(MPa)	0.13~0.17(表压)	外形尺寸(L×B×H)(mm)	3700×6200×2000
二级排气压力(MPa)	0.8 (表压)	进出水温差 (°C)	≤10
排气温度 冷却前(°C)	≤180	2. 电动机	
冷却后 一级(°C)	≤30	型 式	JR1000-16/1730
二级(°C)	≤40	功 率 (kW)	1000
轴功率 (kW)	820~876	转 速 (r/min)	375
转 速 (r/min)	370	电 压 (V)	6000
循环润滑油压力(MPa)	≥0.1	质 量 (t)	2.64
循环润滑油温度 (°C)	≤60	3. 贮气罐	
运动件摩擦温度 (°C)	≤15~25	容 积 (m ³)	12
冷却水消耗量 (m ³ /h)	80	外形尺寸 (mm)	φ1800×5620
		质 量 (t)	2.76
		参 考 价 (万元)	36.00
		制 造 厂	沈阳气体压缩机厂

(2) 鼓风机增压。锡铁山矿于1965年曾作过鼓风机增压试验。采用罗茨鼓风机和高心式鼓风机分别对1-20/8空压机和5L-40/8空压机进行增压, 在海拔2640m高处试验。增加后的空压机质量生产能力增加30%, 排气温度下降4~6°C, 单位电耗下降4%。然而, 鼓风机增压亦有一些必须加以解决的问题, 如噪声增大, 设备增多(与高原型空压机

比较)而不配套,风机效率低,空压机与鼓风机运转不协调(不同步),产生喘振现象等。后者应采用吸气稳压室进行处理。

必须指出,气动工具在高原状态下工作,其出力亦要下降。凿岩机等气动工具的工作过程与活塞式空压机相似,只不过是逆过程而已;海拔标高每增加1000m,其出力约下降2%左右。

9.3.5 空压机站测试仪表

空压机站要有必要的仪表,用以测定压缩空气、冷却水、润滑油等的温度,吸入空气、压缩空气、冷却水及润滑油的压力,压缩空气及冷却水的流量,空气过滤器的阻力等。

温度计有工业内标式玻璃温度计、压力式温度计。

压力表常用弹簧管压力表。在自控和保护回路中,常用电接点压力表。

压缩空气的流量多采用孔板进行测量。孔板应安装在直线管段上,孔板前后的最小直线段长度见本篇第十一章表1-11-28。

9.4 空压机消声设施

9.4.1 噪声卫生标准

《工业企业噪声卫生标准》(试行草案)规定,新建、扩建企业单位的容许噪声标准为85dB(A),现有企业暂时可为90dB(A)。

部分国产动力型空压机的噪声声压级的实测值见表1-9-36。

9.4.2 消声设施

消声器是一种阻止声音传播而允许气流通过的装置。在气流进出口通道上,安装一个合适的消声器,可以使其噪声降低20~50dB(A)。消声器分抗性、阻性和阻抗复合型三种。抗性消声器又分扩张型、共振型和干涉型三种。

阻抗复合型由吸声材料、共振腔和扩张室等元件组成。

空压机消声器,多用抗性或以抗性为主的阻抗复合型。它具有消声能力大,耐高温,不怕水,不污染,易清洗,质量小,寿命长等特点。

部分国产消声器性能参见表1-9-37。

K型和XW-05型消声器规格见表1-9-38。

9.4.3 实例

9.4.3.1 大冶赤马山铜矿(KKX型消声器使用实例)

该矿的空压机站设有一台4L-20/8型和三台5L-40/8型空压机,经综合治理后,噪声有明显降低(见表1-9-39)。具体做法是采用KKX-40型和KKX-20型消声器以及隔声墙和吊顶吸声体。墙壁吸声面积为86m²,吸声材料的吸声系数 $\alpha=0.03$;吊顶吸声体吸声面积102m²,吸声系数 $\alpha=0.73$ 。

9.4.3.2 闲林埠钨铁矿(XW-05型消声器使用实例)

该矿为多金属中小型露天矿。空压机站设有4L-20/8型空压机5台,其中使用2~3台,采用

国产空压机噪声声级表

表 1-9-36

空压机型号	制 造 厂	功 率 (kW)	转 速 (rpm)	平均声压级dB	
				A	C
2Z-3/8	柳州第二压缩机厂	22	730	88	100.5
2WG-6/7	柳州第二压缩机厂	40	1470	95	100
2WY-6/7	柳州第二压缩机厂	80HP	1470	101	104
2Z-6/8	柳州第二压缩机厂	40	730	88	97
W-6/7G	蚌埠空气压缩机厂	75	960	92	95
BH-6/7	蚌埠空气压缩机厂	80HP	1450	89	91
4V-9/7	柳州空气压缩机厂	120HP	1500	95	103.5
VY-9/7	柳州空压机厂	90HP	1500	104	110.5
LGY20-10/7	无锡压缩机厂	120HP	1500	99.5	103
LGY20-10/7	柳州第二压缩机厂	75	3776	103	106
L2-10/8	西安压缩机厂	55	980	87.5	93.5
3L-10/8	重庆东风机器厂	75	970	88.5	103.5
LGY20-10/7	天津市空气压缩机厂	75	1470	94	95.5
2VY-12/7	上海第一压缩机厂	120	1500	100.5	104
4L-20/8	重庆东风机器厂	130	730	90	113
4L-20/8	柳州空压机厂	130	730	87	107
4L-20/8	无锡压缩机厂	130	730	89	94
4L-20/8	北京第一通用机械厂	132	730	89	92
4L-20/8	沈阳气体压缩机厂	130	730	84	87
LG25-20/7	柳州第二压缩机厂	150	2940	96.5	102.5
L3.5-20/8	山东建设机械厂	75	980	87	
2L3.5-20/8	长春市空气压缩机厂	130	724	90.5	110
L8.5-40/8	北京第一通用机械厂	250	600	91.5	87
L8-60/8		350	428	89.5	94.5
7L-100/8	沈阳气体压缩机厂	550	375	90	95.5
2D12-100/8	柳州压缩机厂	550	500	91.5	99.5
2D12-100/8	北京第一通用机械厂	550	500	93.5	99.5

消声器性能表

表 1-9-37

性 能 \ 型 式	K 型 (阻抗复合型)	XW-05型 (微孔板型)	KKX型 (抗性)	SKSQ型 (油浴式)
适用排气量(m ³ /min)	3~100	4.5~100	10~100	10~100
阻力损失(Pa)	1000	400~1000	200	500
消声量dB(A)	≥20	20~25	≥20	20~25
制 造 厂	苏州环保设备厂 上海金山消声器厂	杭州发电设备厂	武汉红旗电焊条厂	上海民生五金厂
设计单位	上海建筑工业设计院			

XW-05-20型消声器, 消声效果良好(见表1-9-40)。

此外, 凡口铅锌矿于1981年安装了抗性消声器(自制)于1-100/8型空压机的吸气端, 也收到一定的效果, 机房噪声由原来的110dB(A)下降到98dB(A), 消声量达12dB(A)。隔声值班室的噪声仅为62dB(A)。

部分矿山空压机房噪声实测资料可参见表1-9-41。

K型和WX-05型消声器规格表

表 1-9-38

型 号	透 压 用 气 量 (m³/min)	外形尺寸(mm)		法兰口径(mm)		质 量 (kg)	参考价 (元)	制 造 厂
		外 径	安装长度	内 径	外 径			
K ₁	3	250	800	100	200	32	210	太仓仪桥消声器厂 上海金山消声器厂
K ₂	6	300	1030	100	200	47	336	
K ₃	10	400	1250	150	250	88	478	
K ₄	20	500	1540	200	320	165	683	
K ₅	40	700	1800	300	460	364	1197	
K ₆	100	1000	2290	420	600	546	1756	
WX-05-4.5	4.5	300	1000	65	165	23	350	杭州发电设备厂
WX-05-6(8)	6(8)	350	1100	85	200	35	400	
WX-05-10	10	400	1200	155	260	40	550	
WX-05-20	20	500	1360	205	315	58	700	
WX-05-40	40	550	1900	325	435	98	850	
WX-05-60	60	700	1900	355	455	110	950	
WX-05-80	80	800	2500	405	535	190	1250	
WX-05-100	100	804	2500	405	535	195	1250	

赤马山矿治理前后噪声对比表

表 1-9-39

项 目	地 点	进 气 口	机 房	值 班 房
		噪 声 值 dB (A)		
治 理 前		95	90	90
治 理 后		70	84	80
消 声 值		25	6	30

闲林埠矿治理前后噪声对比表

表 1-9-40

项 目	地 点	进 气 口	机 房 内
		噪 声 值 dB (A)	
安 装 前		94	90
安 装 后		66	83
消 声 值		28	7

9.5 电耗、装机指数、基建投资和压气成本

9.5.1 电耗计算

$$E_s = K \frac{NtR}{\eta_1 \eta_2 \eta_3} (0.8K_f + 0.2) \quad (1-9-28)$$

式中 E_s ——空压机年电耗量, kW·h;

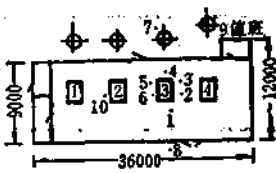
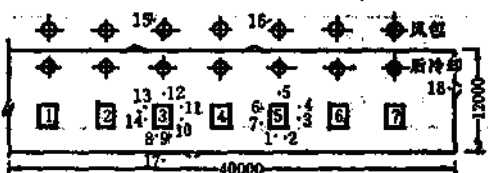
K ——辅助用电系数, 取 $K=1.05 \sim 1.10$;

N ——空压机轴功率, kW;

t ——空压机昼夜工作小时, 取 $t=21h$;

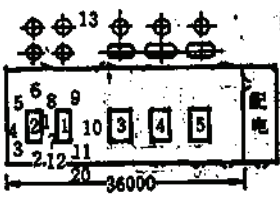
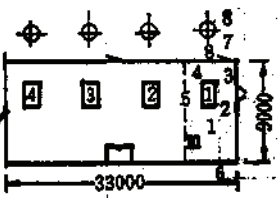
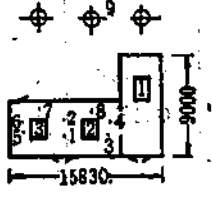
R ——空压机年工作日数;

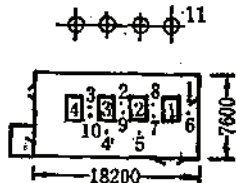
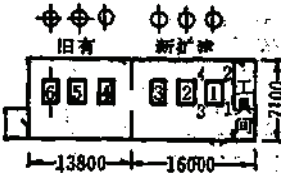
部分矿山空压机组

矿山及工区名称		湘东铁矿清水矿				丰山铜矿						
设备类型		空气压缩机站				60m³空气压缩机站						
装机台数(台)		4				7						
设备主要技术性能	设备编号	No1	No2	No3	No4	No1	No2	No3	No4	No5	No6	No7
	设备型号	4L-20/8	4L-20/8	5L-40/8	BTD 21CC	L8-60/7						
	排气量 (m³/min)	21.5	71.5	44	103.2	60	60	60	60	60	60	60
	额定压力 (MPa)	0.8	0.8	0.8	0.7	0.7						
	转速 (r/min)	400	400	428	590	428						
	轴功率 (kW)	118	118	240	450	350						
	电动机型号	JR127-8	JR 127-8	TOK118/24-14	JEC -37	TDK116/34-14						
	功率 (kW)	130	130	250	450	350						
	转速 (r/min)	730	730	28	590	420						
	电机制造厂	江西电机厂	江西电机厂	北京重型电机厂		北京重型电机厂						
设备制造厂	江西赣南通用机械厂	江西赣南通用机械厂	无锡空气压缩机厂		北京第二通用机械厂							
站房型式	厂房长×宽×高(mm)	36000×9000×5500				40000×12000×4500						
	机房设备布置简图											
	站房结构特征	木屋架，席顶棚，砖墙，双排窗				钢屋架，屋顶有气窗、木框玻璃窗，下部有小气窗，大铁门						
噪声测定值	最大值 dB(A)	89				92.5						
	平均值 dB(A)	88 1~6、10、7				90(1~14)						
	测量时同时工作数量	No2, No3 两台				No3, No6 两台						
备 注		5L-40/8采用组合式空气消声器房阔宽大				由于任务不足，只能两台运行，机房另有两台设备检修，后冷却器在室内						

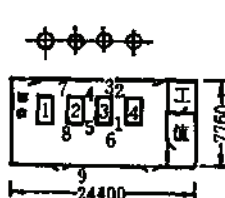
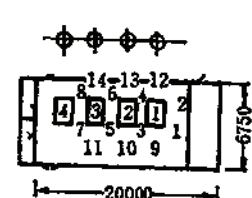
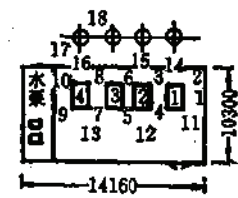
噪声实测资料表

表 1-9-41

程潮铁矿东采区					大冶铁矿尖林山矿				牛马司煤矿一工区		
空气压缩机站									4L-20/8型空压机站		
5					4				3		
No1	No2	No3	No4	No5	No1	No2	No3	No4	No1	No2	No3
L8-60/7	L8-60/7	55MP	55MP	55MP	7L-100/8	BTD 21CC	BTD 21CC	BTD 1CC	4L-20/80	4L-20/8	4L-20/8
60	180	100	100	100	100	103.2	103.2	40	21.5	21.5	21.5
0.7	0.7				0.8	0.7	0.7	0.7	0.8	0.8	0.8
428					375	590	590	580	400	400	400
803					520	450	450	180	118	118	118
TDK116/84-14					TDK173/20-18			JEC-37	JR127-8	JR127-8	JR127-8
850		450	450	450	550			180	130	130	130
428					375			580	723	723	723
北京重型电机厂					北京重型电机厂				长沙电机厂		
北京第二通用机械厂					沈阳空气压缩机厂				解放军64142厂	北京第二通用机械厂	柳州空气压缩机厂
48000×8000×8000					51000×9000×6500				15830×9000×4000		
											
木屋架, 木檩条瓦					木屋架, 木顶棚, 屋顶有气窗, 墙上有百叶窗				砖墙, 木屋架, 内刷白灰		
91.6					93.5				93		
90 (1~12)					91 (1~57)				92 (1~8)		
No1, No2两台					No1 一台				No2, No3二台		
主要测L8-60/7的噪声					主要测7L-100/8的噪声				鼓风机装于室内平均值系指机房内各测点的加权平均		

矿山及工区名称		金竹山煤矿土采工区				利民铁矿四风井					
设备类型		4L-20/8型空压机站				4L-20/8型空压机站					
装机台数(台)		4				6					
设备主要性能	设备编号	No1	No2	No3	No4	No1	No2	No3	No4	No5	No6
	设备型号	4L-20/8				4L-20/8			3L-10/8	4L-20/8	
	排气量 (m ³ /min)	21.5	21.5	21.5	21.5	20			10	21.5	20
	额定压力 (MPa)	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8			0.8	0.8	0.8
	转速 (r/min)	400				400			450	400	400
	轴功率 (kW)	118				118			160	118	118
	电动机型号	JR127-8				JR127-8			JR115-6	JR127-8	JR127-8
	功率(kW)	130				130			75	130	130
	转速 (r/min)	730				730			975	730	730
	电机制造厂		江西电机厂		沈阳电机厂	广州电机厂	江西电机厂		广州电机厂	广州电机厂	江西电机厂
	设备制造厂	柳州空气压缩机厂	赣南通用机械厂		柳州空气压缩机厂	江西空气压缩机厂	江西电机厂		广州机械厂	柳州空气压缩机厂	
站房型式	厂房长×宽×高(mm)	18200×7600×4500				29800×1100×4500					
	机房设备布置简图										
	站房结构特征	砖墙,木屋架,屋顶开有10个小气窗				旧房砖木结构,木板顶棚,新建为预制板顶棚					
噪声测定值	最大值 dB(A)	90				89					
	平均值 dB(A)	89(1~10)				88(1~4)					
	测量时同时工作数量	No2~No4三台同时工作				No1, No2二台工作					
备注		平均值系指机房内各测点的加权平均				声级表波动太大,无法读数					

续表

恩口煤矿一工区				恩口煤矿二工区				恩口煤矿三工区			
4L-20/8 空压机站				3L-10/8 空压机站				3L-10/8 空压机站			
4				4				4			
No1	No2	No3	No4	No1	No2	No3	No4	No1	No2	No3	No4
4L-20/8				3L-10/8				3L-10/8			
20				10				10			
0.8				0.8				0.8			
400				450		480		450			
118				<60				<60			
JR127-8				JR115-6				JR115-6			
130				75				75			
730			723					975			
江西电机厂		长沙电机厂		广州电机厂		湘潭电机厂		广州电机厂			
江西空气压缩机厂				广州空气压缩机厂		常德通用机械厂		广州空气压缩机厂			
24400×7760×5000				20000×6750×4000				14160×10300×4500			
											
砖墙木屋架,油毛毡顶棚				砖墙,木屋架木板顶棚				砖墙顶棚木条,抹白灰			
88				92				92			
88 (1~8)				90(1~14)				90(1~16)			
No2, No3, 两台工作				No1~No3 三台工作				No1, No2, No4 三台同时工作			
滤风器装在室外				滤风器装在室内				滤风器装在室内			

部分矿山空压机站装机指数表

表 1-9-42

矿山名称	规模 (t/d)	使用压 气量 (m ³ /min)	装机压 气量 (m ³ /min)	装机指数 (m ³ /t·d)	矿山名称	规模 (t/d)	使用压 气量 (m ³ /min)	装机压 气量 (m ³ /min)	装机指数 (m ³ /t·d)
七〇厂铅锌矿	300	60	80	0.27	铜录山铜矿	2000		200	0.1
万山采矿	300		127	0.42	德兴铜矿	2500		260	0.1
四川鹿厂铜矿	400	75	120	0.3	桃林铅锌矿	3000		240	0.08
东川南宜坪铜矿	800	120	160	0.2	恒源铁矿	3000		600	0.17
马甲脑铁矿	800		200	0.22	柿竹园多金属矿	3000		300	0.1
会理铅锌矿	1000	200	300	0.3	丰山铜矿	3000		420	0.14
黄沙坪铅锌矿	1000		160	0.16	凡口铅锌矿	3000		500	0.17
布岗铁矿	1200		200	0.17	大厂锡矿	4000		564	0.14
老厂大斗山锡矿	1200	200	300	0.25	大姚铜矿	4500	400	500	0.11
丰定铜矿	1500	300	400	0.27	西石门铁矿	6600		1020	0.15
老厂胜利坑锡矿	1500	200	473	0.32	张家洼铁矿	7500		1180	0.16
老厂黄泥洞锡矿	1500	200	300	0.2	梅山铁矿	7500	400	1120	0.15
易门狮子山铜矿	1800	192	272	0.15					

部分矿山空压机站基建投资实例表

表 1-9-43

矿 山	规 模 (万t/a)	空压机站规模 (m ³ /min)	风管总长 (m)	站房面积 (m ²)	基 建 投 资 (万元)				
					设 备	管 道	建 筑	其 他	合 计
黄沙坪铅锌矿	33	160	8900	289	24	17.8	2.9	8.9	55.3
阳美山铜矿	66	400	248	319	65	3.7	9.4	1.8	95.5
桃林铅锌矿	99	240	17940	418	63.8	3.7	2.8	9.6	103.3
德兴铜矿	82	260	14049	426	62.2	16.5	4.3	6.0	78.6
酒厂铅锌矿	19.8	100		273	27.3	4.6	2.5	1.3	35.3
铜录山铜矿	66	200		418	121.8		6.4		128.2
大厂锡矿	132	564	10431	525	147.4	45.8	6.1		199
金堆城铜矿	166	200	4903	388	40.4	14.4	5.82		60.61
金川龙首铜矿	52	180		441.8	39.69	7.34	8.76		55.83
落雪三坑口铜矿		400		300	47.40	0.30	10.14		57.84
蒲城铜矿	8.26	30		98					7.54
安基山铜矿	9.9	40		212					13.43
潭山铅锌矿	16.6	40		243					16.88
金山店铁矿	200				297.9(矿机)		15.0		346.4
陕西铜厂铁矿	160				172.4(矿机)		15.9		193.2
塔儿山铁矿	80				77.7(矿机)		7.9		93.7
梅山铁矿	250				203.9(矿机)		12.9		257.4
梓树沟铁矿	500				254.0(矿机)		34.0		330
呼钢黑脑包铁矿	40				43.4(矿机)		8.4		53.6
遵化铁矿	150				82.6		3.4		88.9
大宝山铁矿	200				17.5		0.9		18.6
西沟石灰石矿	180				43.4		5.1		50.6
密云西智石灰石矿	100				9.2		0.2		9.9

注：本表摘自(1)重有色金属矿山技术经济指标汇编,1975年。(2)黑色冶金矿山技术经济设计参考资料,1978年。表中投资栏只列了主要项目。

K_F ——空压机负荷系数，即所需压气量与空压机最大压气量之比；

η_1 ——电动机效率，取 $\eta_1 = 0.885 \sim 0.87$ ；

η_2 ——传动效率，直联为1，三角皮带传动为0.95；

η_3 ——电网效率，取0.95~0.98。

空压机站年电耗为其工作空压机的年电耗总和。

9.5.2 装机指数、基建投资及压气成本

部分矿山空压机站装机指数见表1-9-42。

部分矿山空压机站基建投资见表1-9-43。

压气单位成本见表1-9-44。

压气成本参考表

表 1-9-44

序 号	电 价 (元/度)	压 气 成 本 (元/m ³)	序 号	电 价 (元/度)	压 气 成 本 (元/m ³)
1	0.03	0.004~0.007	5	0.20	0.02~0.028
2	0.06	0.006~0.009	6	0.25	0.024~0.028
3	0.10	0.01~0.013	7	0.30	0.03~0.034
4	0.15	0.014~0.018			

注：1. 本表摘自黑色冶金矿山技术经济设计参考资料，1979年。

2. 表中指标为直接成本(包括辅助材料、动力、工资、折旧费、修理费等，不包括车间接费)。

3. 压气单位耗电约为0.09~0.1kW·h/m³。

4. 南芬露天铁矿压气成本为0.004元/m³(1979年资料)。

5. 云锡老厂胜利坑压气成本为0.02元/m³(1985年资料)。

第十章 矿山主通风装置

责任编辑单位 长沙黑色冶金矿山设计研究院

参加编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

编写人 田其俊 王绍俊

10.1 矿山主通风机

10.1.1 概 述

主通风机是矿山生产主要设备之一,其所消耗的动力相当可观,因此选择的风机性能应尽量与通风系统相匹配。为适应一个时期矿井通风系统阻力的变化,通风装置应有必要的调节措施,尽量避免供应多余的风量以提高通风机运转的效率。多级机站通风系统的出现对提高矿山的有效风量和提高风机效率已逐渐显示出其优越性。科学技术的发展必将促进矿井通风走向自动监测和风机的自控和遥控。随着环境保护事业的发展,矿井主通风装置的消声措施已得到重视并付诸实施。

10.1.2 单台风机的选型与计算

10.1.2.1 设计的主要依据

下列前三项资料是设计的主要依据,必要时补充后三项的内容。

(1) 矿井需要的风量、通风阻力(可按服务年限分为初、中、末期三组数据)和通风系统简图;

(2) 矿井服务年限,通风方式及反风要求;

(3) 安装风机的井口标高及其附近的局部地形图、常年风向;

(4) 高海拔地区的主要气象资料:大气压力、空气温度和密度;

(5) 排送有害或腐蚀性气体的主要成份;

(6) 自然风压。

10.1.2.2 风机选型参数计算

1. 风机的计算风量

$$Q_f = KQ$$

(1-10-1)

式中 Q_f ——风机的计算风量, m^3/s ;

Q ——矿井所需的风量, m^3/s ;

K ——通风装置的漏风系数(包括井口、反风装置、风道等处的漏风),一般取

1.1~1.15; 当风井有提升任务时, 取1.2。

2. 风机的计算风压

$$H_f = H + \Delta h + H_d + h_s + H_n \quad (1-10-2)$$

$$H_d = \xi \frac{v^3}{2} \rho \quad (1-10-3)$$

式中 H_f ——风机的计算风压, Pa;

H ——矿井通风阻力, Pa;

Δh ——通风装置阻力, Pa, 一般取150~200Pa;

h_s ——消声装置阻力, Pa, 无资料时, 可取50~100Pa;

H_n ——自然风压, Pa, 当自然风压起阻力作用时, 取正号; 起动力作用时, 取负号;

H_d ——扩散器的动力损失, Pa, 当采用抽出式通风方式, 风机又只有全压性能时才计算动压损失;

ξ ——动压损失系数, 一般取0.25~0.45;

V ——扩散器出口处的风速, m/s;

ρ ——空气密度, kg/m³。大气压力 $P = 101.325 \text{ kPa}$, 空气温度 $t = 20^\circ \text{C}$, 空气湿度 $\varphi = 50\%$ 时, $\rho = 1.205 \text{ kg/m}^3$ 。

3. 风机工作网络的计算风阻

$$R_f = \frac{H_f}{Q^2} \quad (1-10-4)$$

式中 R_f ——风机工作网络的计算风阻, Pa·s²·m⁻²。

10.1.2.3 风机的选择

1. 一般选型原则

(1) 图解所得风机工况点的风量不得小于计算风量, 但也不应多的太多, 风机效率一般不应低于0.7;

(2) 为保证风机运转稳定, 图解所得风机工况点应处于风机性能曲线峰点的右侧。对于轴流式风机该工况点的风压不得超过风机性能曲线上最大风压的90~95% (曲线平缓的取大值, 反之, 取小值);

(3) 在满足计算风量的情况下, 应选用轴功率最低的风机——实际耗能最低者;

(4) 风机的选型应以满足初、中期内某一特定的时间要求为主, 经改变叶片角或叶轮转速后, 即能兼顾较长一段时间矿井生产对风量和风压的要求;

(5) 当矿井通风等积孔变化较大或服务时间较长, 一台风机不宜兼顾整个时期的工况要求, 应考虑分期设置风机的经济合理性, 为不影响生产, 应在井口或风道上留有另接风道和修建新机房的空间;

(6) 主通风机应配置一台备用电机, 有多台主通风机工作的矿井, 相同的备用电机其台数应适当减少;

(7) 在同一风井中应尽量采用单一风机工作制, 采用双机并联运转时以相同风机为好;

(8) 配置离心式风机时要注意风机出风口的角度, 使机房和风道与所处的地形相适应。

2. 矿井常用风机概况

近年来风机的性能和效率有所改善与提高。70B₂型轴流风机于1982年被列为淘汰产品,而代之以1K60、2K60-4型轴流风机。该型风机除效率有所提高外,尚具有直接反转反风的性能,反风量可满足不小于60%的要求。2K60-5型和2K60-6型轴流风机是专为换置2BY型和70B₂型轴流风机而设计的。更换时,除扩散段基础需作局部改造外,其余部分,包括电动机、主机基础以及进风口均不必改建。此外,沈阳鼓风机厂结合我国矿井实际情况又设计制造出K50、K55、K60型矿井轴流通风机。GAF型风机装有液压传动装置,可在运转中调节叶片角,但价格昂贵。G4-73、K4-73、4-72等型离心式风机以及FZ35-11和FZ40-11型轴流式风机亦可作矿井通风之用。耐腐蚀的有F₄-62-1型不锈钢风机、FB₄-72型玻璃钢风机以及营塑4-72型塑料风机。有关这些矿井常用风机的概况见表1-10-1,几种主要风机的规格、性能见图1-10-1至图1-10-16及表1-10-2和表1-10-3。

3. 风机选型及工况点的确定

为了选型的方便,将各种常用风机的工作范围综合在图1-10-17中,供初选风机之用。

作图法是确定风机工况最简便的方法。网路的计算风阻曲线与风机性能曲线的交点即为工况点。风阻曲线按 $H = RQ^2$ 绘制。

当风机的性能表或单独特性曲线没有给出效率时,可将工况点的风量通过下式换算为无因次风量 $\bar{Q}$,然后在 $\bar{Q}-\bar{H}$ 无因次曲线上查出其效率。

$$Q_1 = \frac{D^3 n}{24.3} \bar{Q} \quad (1-10-5)$$

$$H_1 = \frac{D^5 n^2}{306} \bar{H} \quad (1-10-6)$$

式中 Q_1 ——风机风量, m^3/s ;
 H_1 ——风机风压, Pa;
 $\bar{Q}$, $\bar{H}$ ——分别为无因次风量及风压;
 D ——风机工作轮直径, m;
 n ——风机工作轮的转速, r/min。

风机的静压性能曲线可从其全压性能曲线减去扩散器在相对应风量下的动压损失而获得。

4. 电动机的选择

电动机的功率按下式计算

$$N_1 = K \frac{Q_1 H_1}{1000 \eta_1 \eta_m} \quad (1-10-7)$$

式中 N_1 ——与工况点1相对应的电动机功率, kW;
 K ——电动机功率备用系数。轴流式风机取1.1~1.2;离心式风机取1.2~1.3;
 η_m ——机械传动效率。联轴器直联传动,取0.98;三角皮带传动,取0.92;液力偶合器按样本提供数据及速比计算;
 Q_1 , H_1 , η_1 ——分别为工况点1的风量(m^3/s)、风压(Pa)和效率(%)。

K 系列风机技术性能

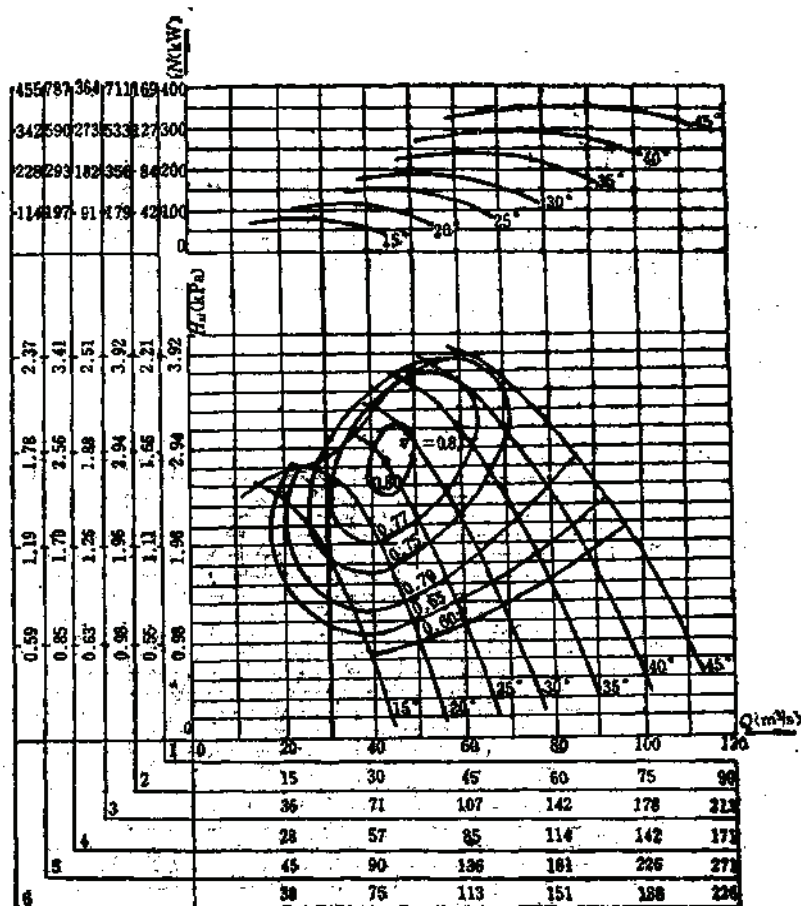
表 1-10-2

系 列	机 号	风 量 (m^3/s)	全 压 (Pa)	电 动 机			质 量 (kg)	单 价 (元)
				型 号	n (r/min)	N (kW)		
K35	9	4.5~11	137~314	Y132M ₁ -6	960	4	280	1800
	11	8.5~20	216~470	Y160M-6	970	7.5	430	3000
	13	14~33	294~667	Y200L ₁ -6	970	22	810	4900
	15	22~51	402~910	Y280S-6	980	45	1240	7000
K45	7	2.8~6.2	125~255	Y112L-6	940	2.2	170	1000
	8	4.2~9.2	155~325	Y132M ₁ -6	960	4	240	1600
	9	7~13	265~420	Y160M-6	970	7.5	320	2600
	10	9.8~17.7	324~510	Y180L-6	970	11	410	3700
	11	13.5~24	390~630	Y180L-6	970	15	520	4500
	12	17~31	470~745	Y200L ₁ -6	970	22	670	5900
	13	22~39	550~870	Y250M-6	980	37	960	7200
	14	28~49	635~1000	Y280M-6	980	55	1250	9200
	15	34~60	735~1080	Y315S-6	980	75	1530	11000
K55	9	6~13	324~715	Y160M-4	1460	11	310	2600
	10	8~18	100~280	Y160L-4	1460	15	380	3800
	11	11~24	490~1080	Y200L-4	1470	30	570	4700
	12	15~31	550~1325	Y225S-4	1480	37	800	6300
	13	19~40	645~1590	Y250M-4	1480	55	1100	7700

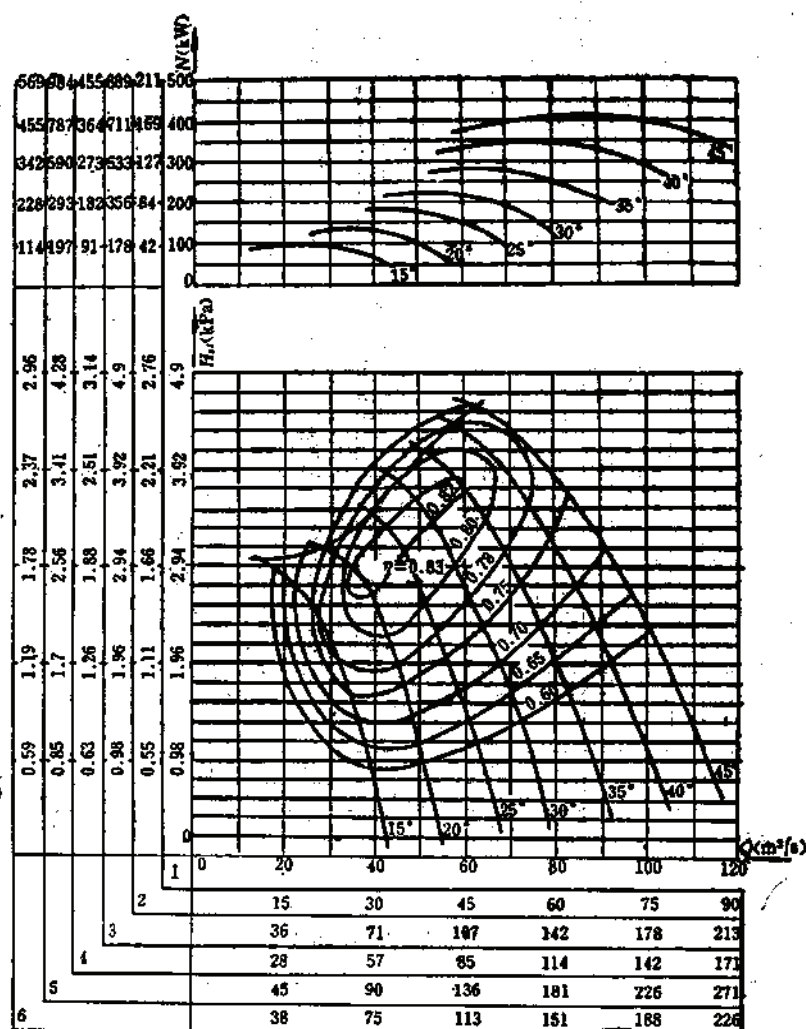
DK45系列风机技术性能

表 1-10-3

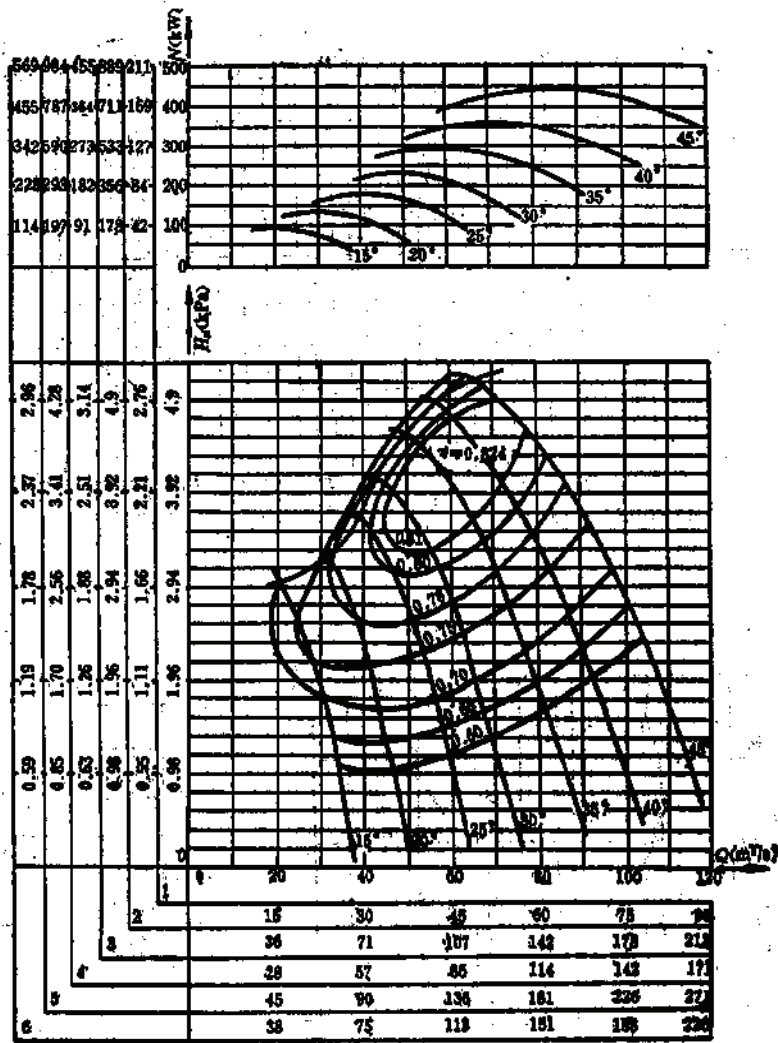
机 号		12	13	14	15
风 量(m^3/s)		11~30	14~38	17~48	21~58
最大静压(Pa)		1340	1580	1820	2100
电 动 机	型 号	Y200L ₁ -6	Y250M-6	Y280M-6	Y315S-6
	n (r/min)	970	980	980	980
	N (kW)	2×22	2×37	2×55	2×75
质 量(kg)		2120	2840	3990	4710
单 价(元)		11000	14000	20000	24000

图 1-10-1 2K60轴流风机装置性能曲线 ($Z_1=7$, $Z_2=7$)

	1	2	3	4	5	6
№	18	18	24	24	28	28
转速(r/min)	1000	750	750	600	600	600
转动惯量(kg·m²)	180		720		1940	
质量(kg)	11000		21600		27000	
单价(元)	61700		80000		100000	

图 1-10-2 2K60轴流风机装置性能曲线 ($Z_1 = 14, Z_2 = 7$)

	1	2	3	4	5	6
№	18	18	24	24	28	28
转速(r/min)	1000	750	750	600	600	500


 图 1-10-3 2K60轴流风机装置性能曲线 ($Z_1 = 14, Z_2 = 7$)

	1	2	3	4	5	6
№	18	18	24	24	28	28
转速(r/min)	1000	750	750	600	600	500

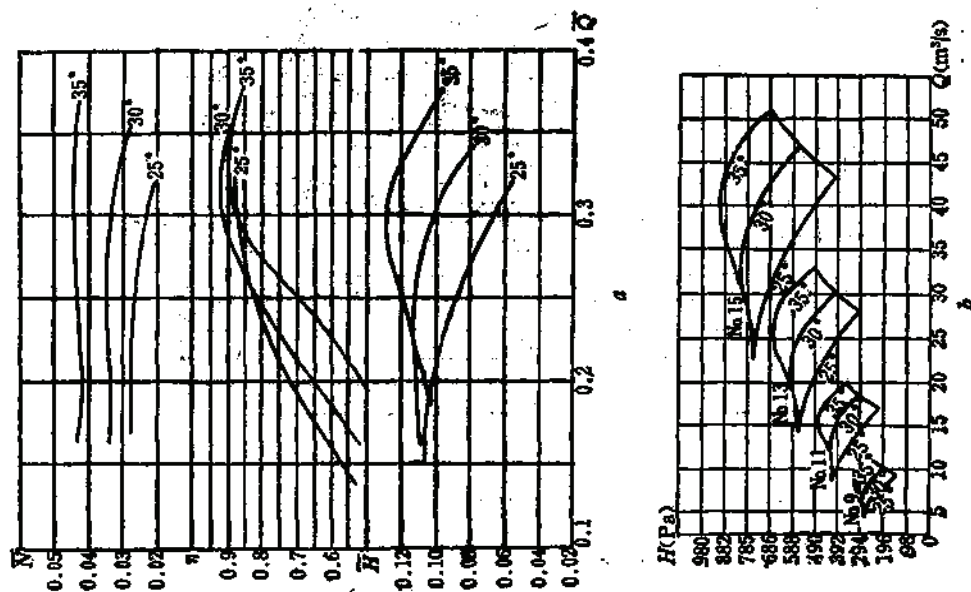


图 1-10-4 K35系列风机性能曲线
a—无因次曲线, b—有因次曲线

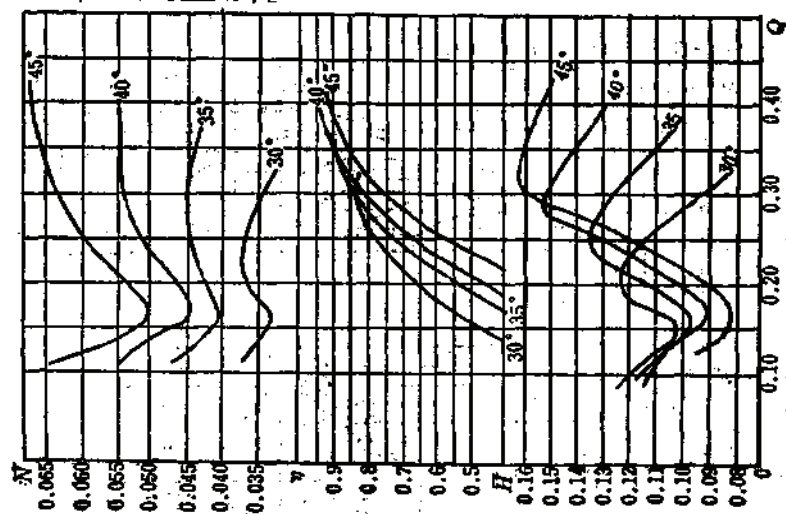


图 1-10-5 K45系列风机无因次曲线

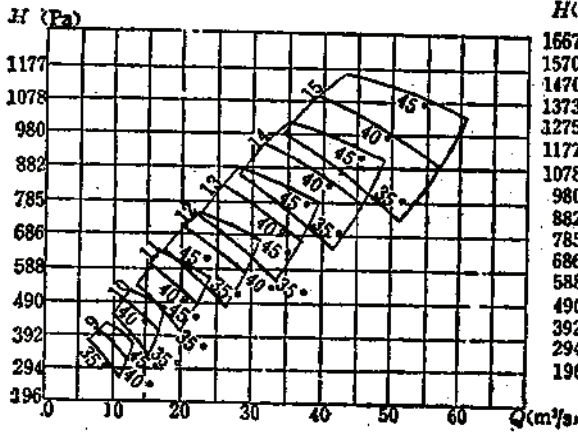


图 1-10-6 K45系列风机性能曲线

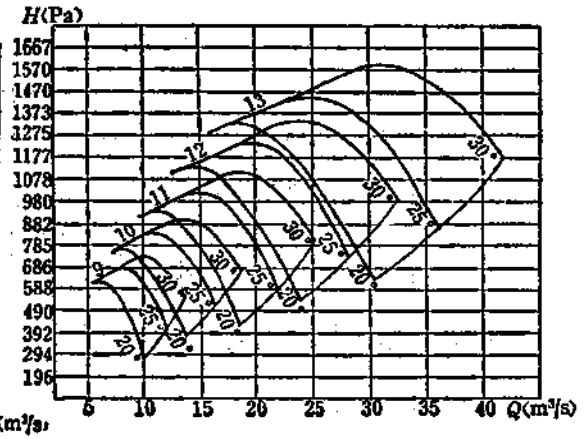


图 1-10-7 K55系列风机性能曲线

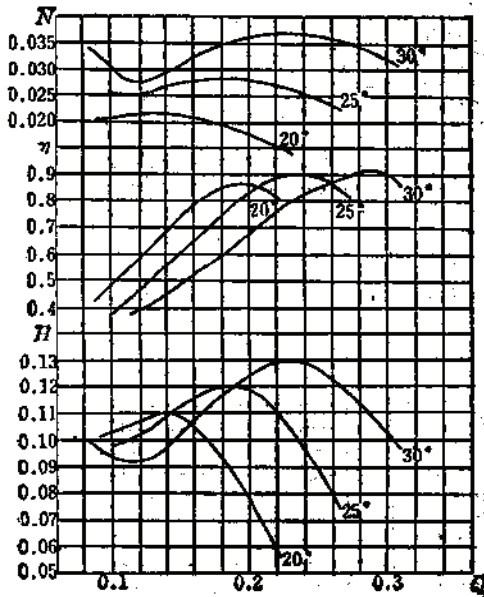


图 1-10-8 K55系列风机无因次曲线

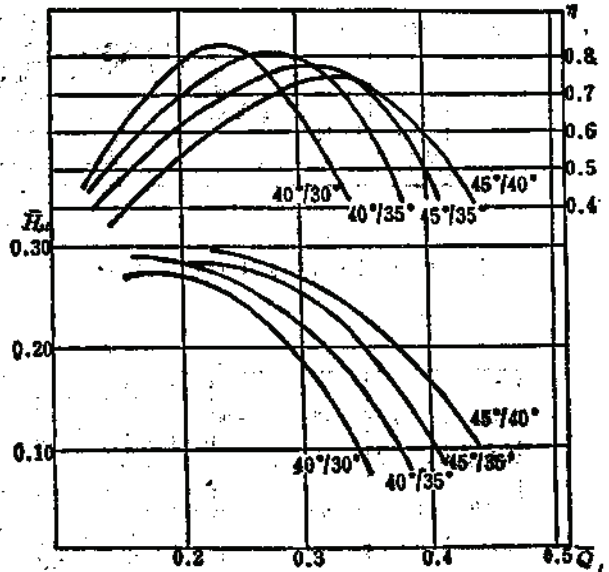


图 1-10-9 DK45系列风机无因次性能曲线

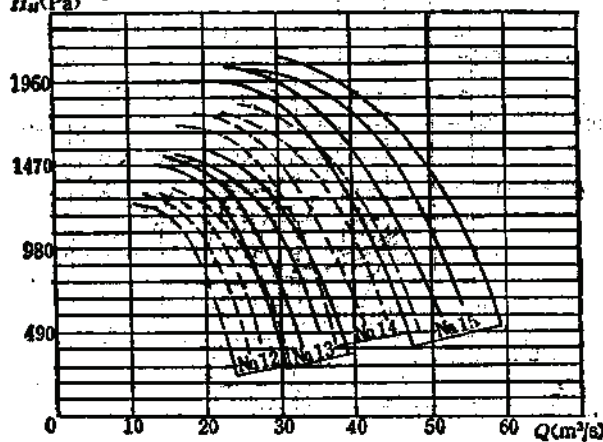
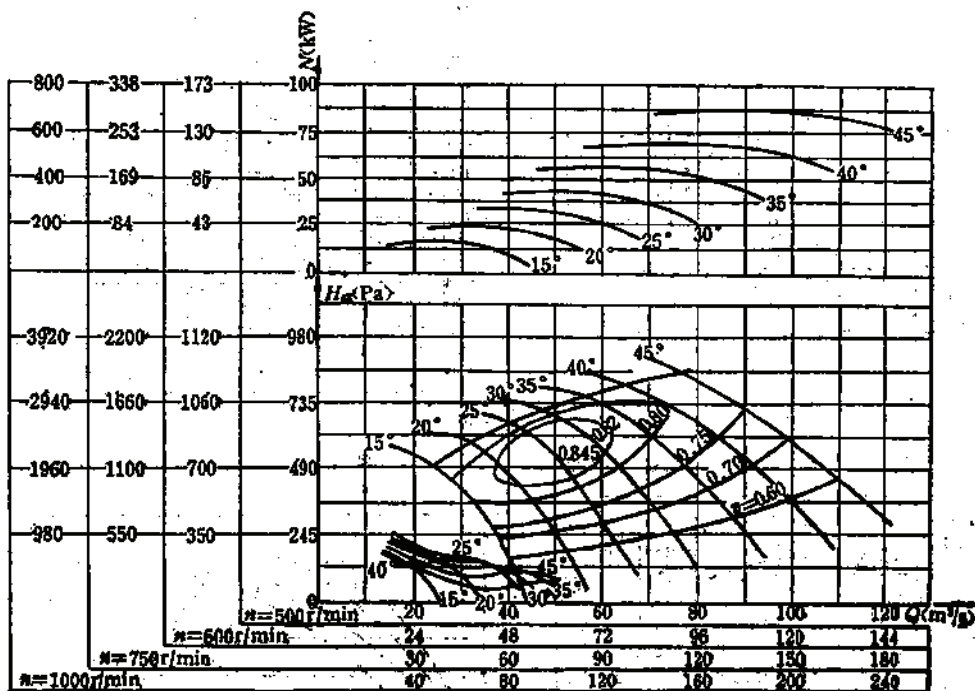
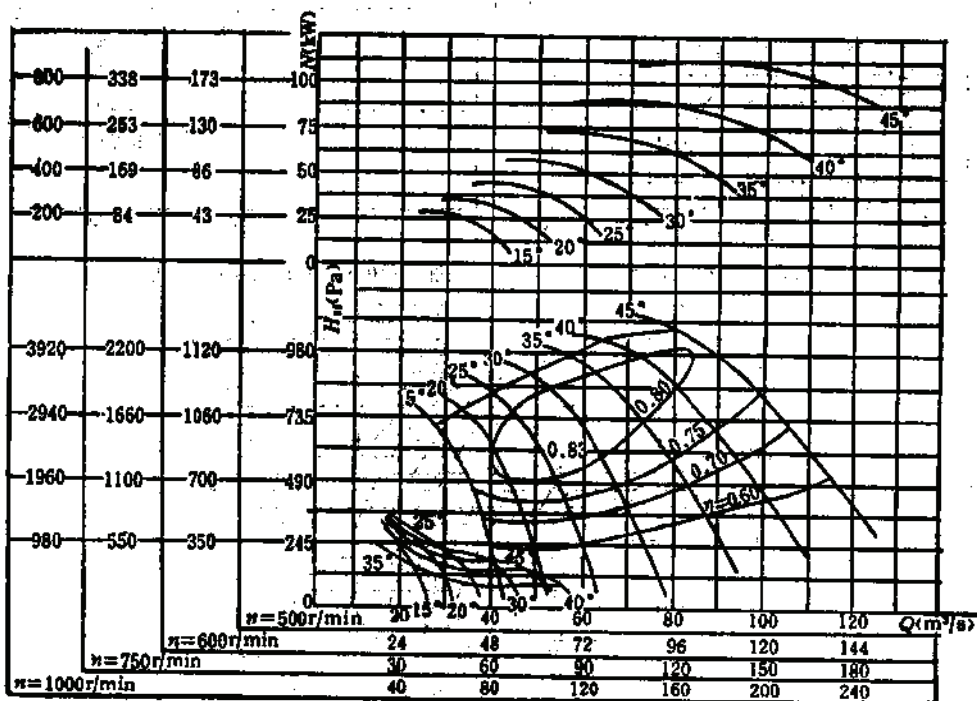


图 1-10-10 DK46系列风机有因次性能曲线

图 1-10-11 62A14-11J624轴流风机性能曲线 ($Z=8$)

注: 质量(不包括电动机)11750kg; 转动质量2100kg·m²; 每台的24000元(不包括电动机)

图 1-10-12 62A14-11J624轴流风机性能曲线 ($Z=16$)

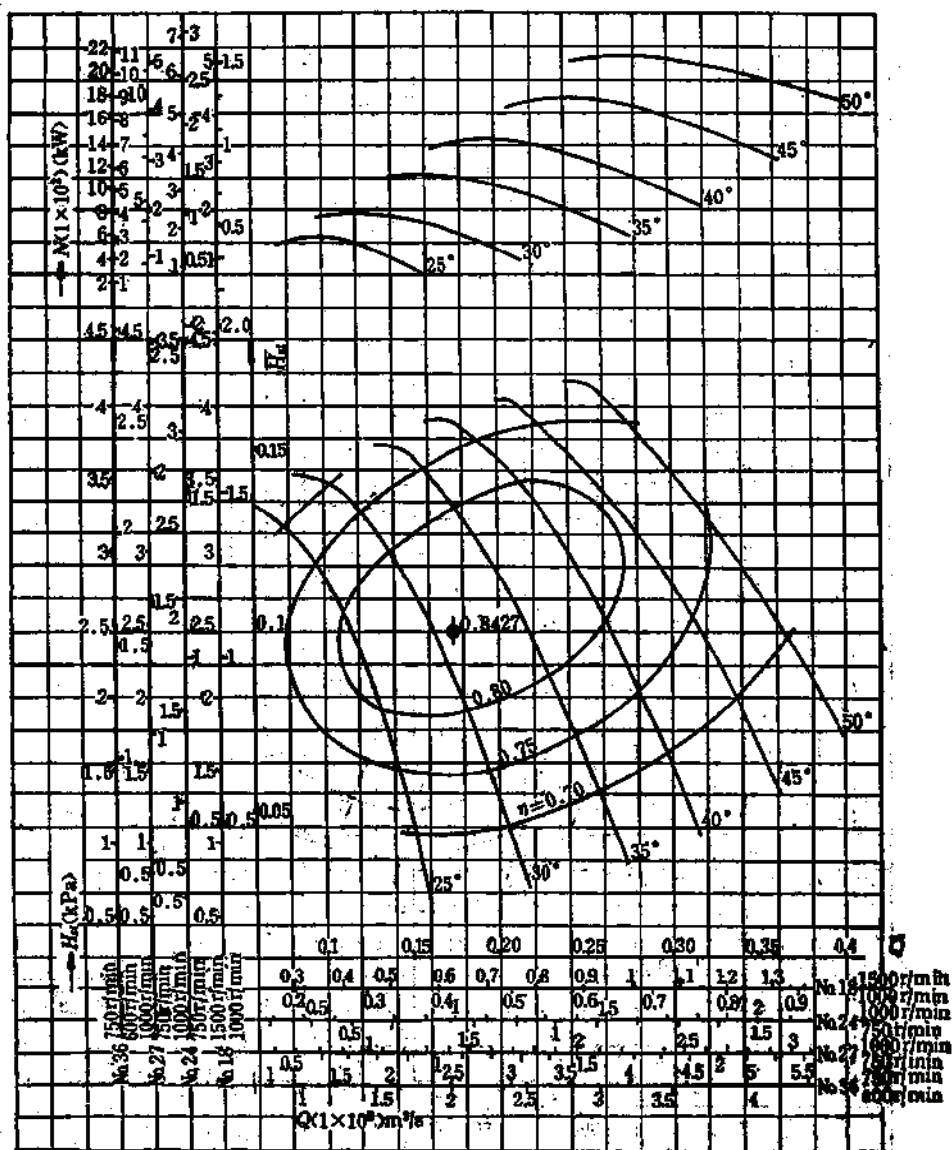


图 1-10-13 1K58轴流风机性能曲线

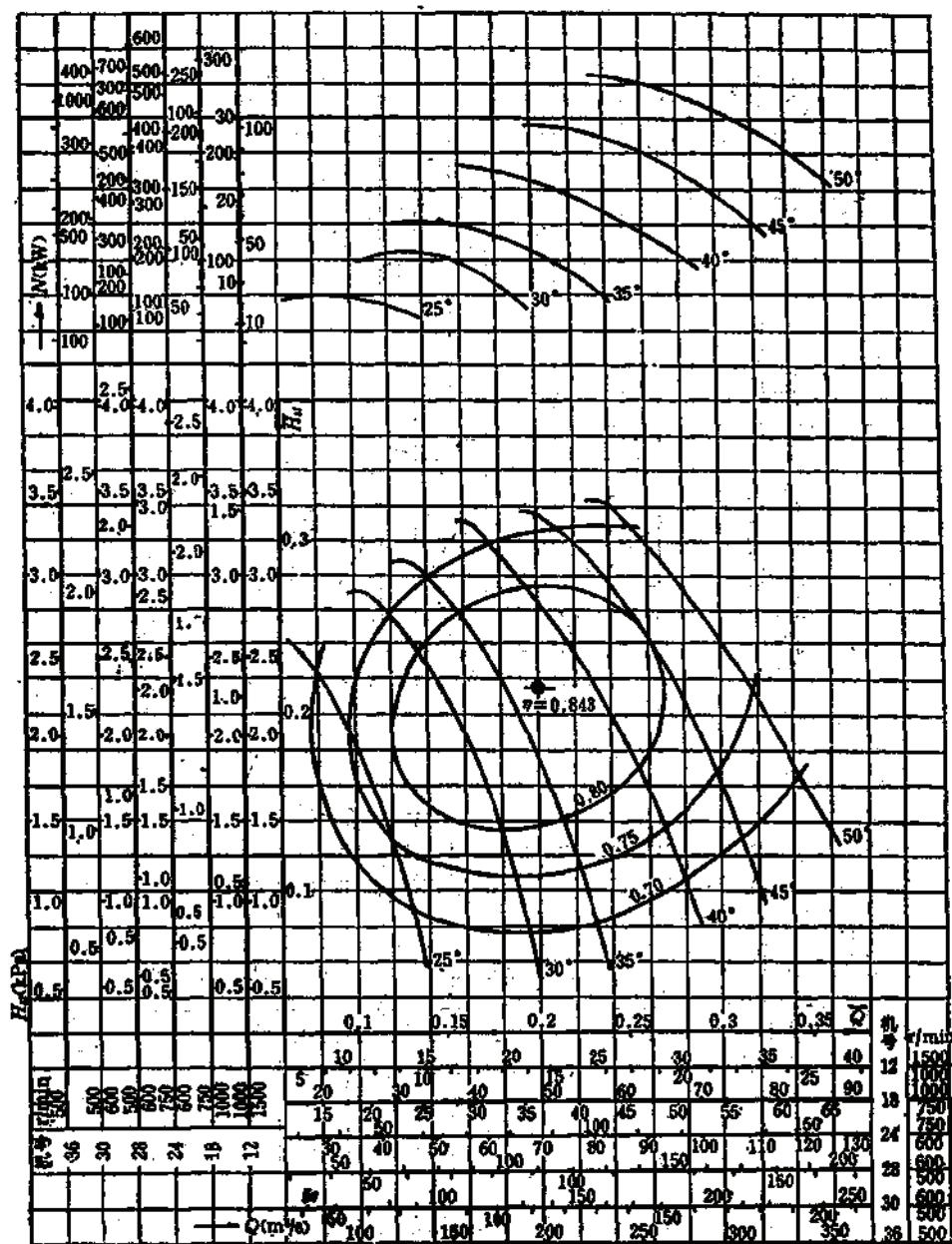


图 1-10-14 2K58轴流风机性能曲线

注: 单价(元), No.12,30000; No.18,48000; No.24,80000。

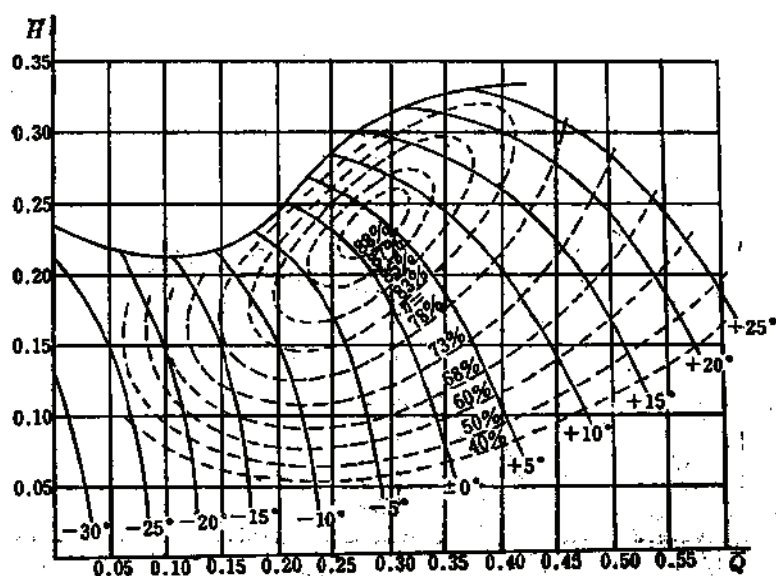


图 1-10-15 GAF型矿用轴流风机无因次特性曲线图

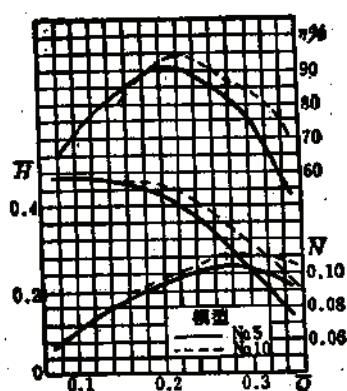


图 1-10-16 4-72型离心通风机特性曲线图

说明: (1) 按10、12、16、20、按10模型的无因次性能换算。

(2) 直径为1000毫米模型的无因次参数如表。

全压系数 $\bar{H}$	流量系数 $\bar{Q}$	全压效率 η
0.458	0.1884	90.7
0.462	0.2051	93
0.434	0.2218	94.3
0.413	0.2385	93.7
0.390	0.2552	91
0.383	0.2719	88.2

电动机一般选用交流电动机。功率过大时, 为了调整电网功率因数, 可选用同步电动机。

电动机的功率应满足风机运转期间所需的最大功率要求。

对轴流式风机, 或叶轮直径超过 2m 的离心式风机, 应校核电动机的起动能力。

5. 高海拔地区对风机和电动机性能的影响

风机的性能曲线一般系以大气压 $P = 101.326 \text{ kPa}$, 空气温度 $t = 20^\circ \text{C}$, 空气湿度 $\varphi = 50\%$ 和空气密度 $\rho = 1.2 \text{ kg/m}^3$ 为标准状态绘制的。高海拔地区的大气状态与规定的大气状态不同, 因此风机的性能曲线须按工作环境的空气密度进行换算。基于空气的湿度对空气的密度影响不大, 为简便计, 只按大气温度和压力进行换算。

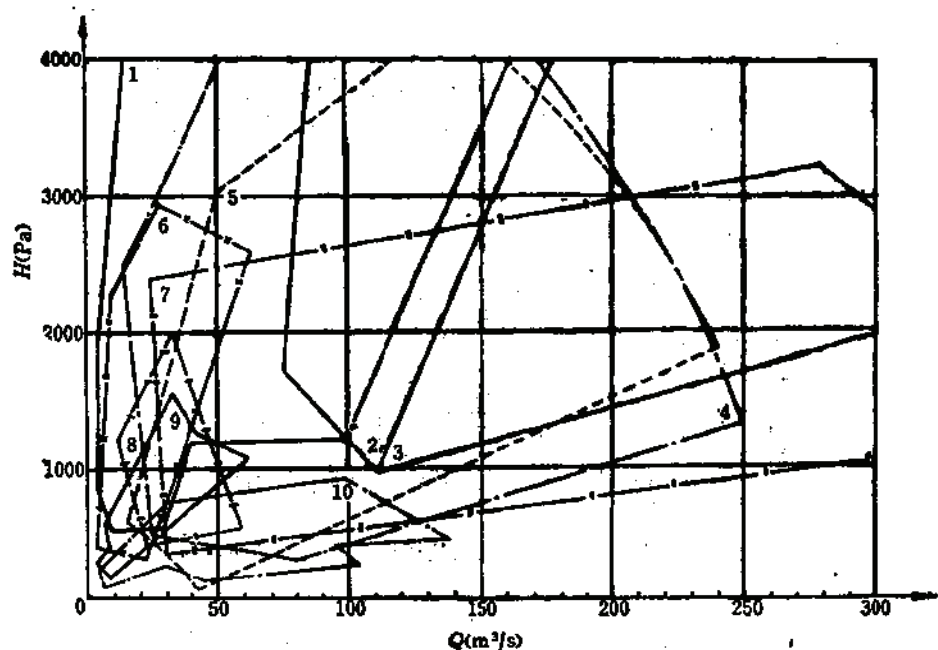


图 1-10-17 矿井通风几种常用风机性能曲线范围综合图

序号	风机型号	主要生产厂	纵坐标风压	备 注
1	G ₄ -73-11	沈阳、上海、武汉鼓风机厂	全 压	
2	K ₄ -73-01 单吸	沈阳鼓风机厂 沈阳市风机厂	全 压	需特殊订货
3	K ₄ -73-02 双吸	沈阳鼓风机厂 沈阳市风机厂	全 压	需特殊订货
4	2K60	沈阳鼓风机厂	静 压	可反转反风
5	62A14-11№24	沈阳鼓风机厂	静 压	可反转反风
6	4-72-11	各风机厂	全 压	
7	$\frac{1}{2}$ K58	沈阳市风机厂	静 压	可反转反风
8	DK45	吉林白城矿山风机厂 山西运城风机厂	静 压	可反转反风
9	K35、45、65		全 压	无基础可反转反风
10	FZ ₃₅ ⁴⁰ -11	武汉鼓风机厂	全 压	

$$Q' = Q, \quad (1-10-8)$$

$$H' = H \frac{\rho'}{1.2} = 2.9 \frac{P'}{T'} H \quad (1-10-9)$$

$$N' = \frac{\rho'}{1.2} N = 2.9 \frac{P'}{T'} N \quad (1-10-10)$$

式中 Q' ——高海拔地区下, 风机的风量, m^3/s ;
 Q ——标准状态下, 风机的风量, m^3/s ;
 H' ——高海拔地区下, 风机的风压, kPa ;
 H ——标准状态下, 风机的风压, kPa ;
 ρ' ——高海拔地区的空气密度, kg/m^3 ;
 P' ——高海拔地区的大气压力, kPa ;
 T' ——高海拔地区的大气温度, K ;
 N' ——高海拔地区下, 风机的功率, kW ;
 N ——标准状态下, 风机的功率, kW 。

如缺乏气象资料, 可根据主通风机房的海拔高度从表1-10-4选取空气的近似密度进行换算。

不同海拔标高的空气近似密度

表 1-10-4

海拔高度(m)	0	500	1000	1500	2000	2500	3000	3500	4000
空气密度(kg/m^3)	1.2	1.13	1.06	1	0.95	0.89	0.84	0.78	0.73

随着海拔高度的上升, 空气密度相应地减小, 对电动机的冷却不利。但是随着海拔高度的上升, 空气的温度却相应下降, 改善了电动机的工作环境。试验证明, 在海拔1000~4000m之间, 环境温度的降低可以补偿空气密度的减小对电动机冷却的不利。换言之, 电动机的功率, 在1000~4000m海拔高度之间, 不受影响。

6. 用无因次性能曲线选取风机直径及转速的方法

上海鼓风机厂生产的GAF型和TAF型轴流式通风机都是按用户要求的工况进行参数选择和制造的, 因此可以获得较高的运转效率。其选型设计与前述的方法有所不同。实质上是在风机无因次性能曲线上按要求的工况作出几种转速曲线(如风机与电动机直联, 则取电动机转速)从中选取效率最高之点作为选取风机叶轮直径的依据。为叙述方便, 举例说明之。

设某矿的通风系统为抽出式。矿井所需风量 $Q = 70 \text{ m}^3/\text{s}$, 负压 $H = 2 \text{ kPa}$ 。选用GAF型轴流风机, 试求风机的最佳工况和叶轮直径。

解,

1) 风机的计算风量 Q_1 及计算风压 H_1 :

$$Q_1 = KQ = 1.1 \times 70 = 77 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$H_1 = H + \Delta h = 2000 + 165 = 2165 \text{ Pa}$$

2) 作转速曲线, 寻求效率最高的工况点

若风机与电动机之间采用直联方式。于是将各种电动机转速代入下式进行计算。

$$K_s = 36.34 \frac{H_1}{Q_1^{1/3}} \times \frac{1}{n_s^{1/3}}$$

然后以 $H = K \cdot \bar{Q}^{1/3}$ 的关系, 在风机无因次特性曲线图上, 分别作出各种转速的 n_s 曲线。从这些 n_s 曲线中找出效率最高的工况点。

现分别以 $n_s = 980$ 和 735 r/min 两种转速, 作 $n_{s,980}$ 和 $n_{s,735}$ 两条 n_s 曲线进行比较。

$$K_{980} = 36.34 \times \frac{2165}{77^{1/3}} \times \frac{1}{980^{1/3}} = 0.4465$$

$$K_{735} = 36.34 \times \frac{2165}{77^{1/3}} \times \frac{1}{735^{1/3}} = 0.6535$$

$n_{s,980}$ 曲线按 $H = 0.4465 \times \bar{Q}^{1/3}$ 绘制; $n_{s,735}$ 曲线按 $H = 0.6535 \bar{Q}^{1/3}$ 绘制。图 1-10-18 清楚地表明, $n_{s,980}$ 曲线的最高运转效率处在 $0^\circ \sim 5^\circ$ 之间, 效率约为 82%。 $n_{s,735}$ 曲线的最高运行效率处在 $(-1.5^\circ) \sim 0^\circ$ 之间, 效率约为 86.5%。很明显, $n_{s,980}$ 曲线优于 $n_{s,735}$ 曲线。同时在 $980 \sim 735 \text{ r/min}$ 之间不存在其它的电动机转速, 因此可以肯定 980 r/min 是最佳的转速。为方便计, 取叶片角为 0° 的工况点 (与 $n_{s,980}$ 曲线相交

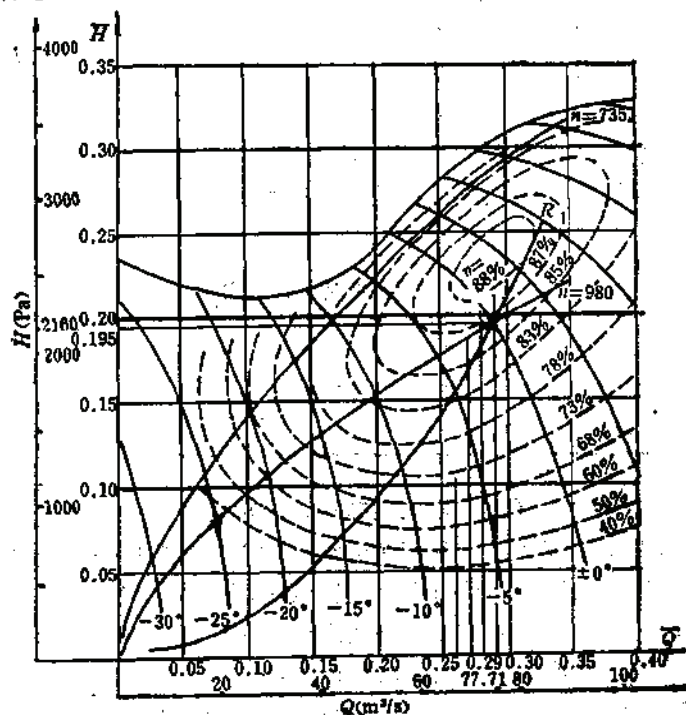


图 1-10-18 用无因次特性曲线选取风机参数示例图

风机型号, GAF; 风机叶轮直径 1.88m, $n = 980 \text{ r/min}$, $Q = 77.71 \text{ m}^3/\text{s}$, $H = 2195 \text{ Pa}$

之点) $\bar{Q} = 0.29$, $H = 0.194$, $\eta = 0.865$, 作为设计风机叶轮直径的基础。

3) 计算风机叶轮直径

计算换算系数

$$Q_k = \frac{Q_1}{\bar{Q}} = \frac{77}{0.29} = 265 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$H_k = \frac{H_1}{\bar{H}} = \frac{2165}{0.194} = 11160 \text{ Pa}$$

计算风机叶轮直径

$$D = 17.5 \times \frac{H_k^{1/3}}{n_s} = 17.5 \times \frac{11160^{1/3}}{980} = 1.88 \text{ m}$$

4) 风机的个体性能曲线坐标换算 坐标换算系数

$$K_Q = \frac{D^3 n}{24.3} = \frac{1.88^3 \times 980}{24.3} = 268 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$K_H = \frac{D^5 n^2}{306} = \frac{1.88^5 \times 980^2}{306} = 11093 \text{ Pa}$$

按 $H = K_H \bar{H}$ 和 $Q = K_Q \bar{Q}$ 的关系, 换算纵横坐标的标尺。

5) 风机的运转工况 网络风阻计算

$$R_1 = \frac{H}{Q^2} = \frac{2165}{77^2} = 0.365 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-5}$$

按 $H = R_1 Q^2$ 绘制的网络风阻曲线与叶片角为 0° 的风机特性曲线的交点, 其工况参数为: 风量 $Q = 77.7 \text{ m}^3/\text{s}$, 风压 $H = 2160 \text{ Pa}$, 效率 $\eta = 86.5\%$ 。

6) 电动机型号及功率

$$N = K \frac{QH}{1000 \eta_{\text{电}}} = 1.2 \times \frac{77.7 \times 2160}{1000 \times 0.865 \times 0.98} = 237 \text{ kW}$$

选用 JS137-6 型电动机, 280kW, 980r/min。

10.1.2.4 通风机的调节

为了尽可能提高矿井通风的效能, 尽可能节约更多的能源, 必须及时调节风机的工况以适应风机服务期间矿井风阻的变化以及日常生产中风量的变化。

1. 阶段性调节

阶段性的调节措施常用的有: 变换电动机转速或更换皮带轮直径以改变风机的转速; 改变轴流式风机的叶片角, 甚至前后段叶片角亦可不同, 如 DK 型轴流风机; 改变轴流风机的叶片数量, 甚至前后段的数量亦可不相同, 如 2K60 型轴流风机; 改变轴流风机的叶轮段数, 两段改为一段, 据现场经验, 70B₂ 型风机以卸下第二段 (依进风次序) 为宜。

2. 经常性调节

随着生产的进行, 在一个时期内矿井总风阻必然要有所变动, 同时根据生产的需要与安排, 在一个暂短的时间内, 对风量的要求也会有变化。要适应这种变化, 风机就应配置有灵活的调节方法及相应的设施。

常用的调节方法有:

(1) 轴流式风机的叶片角由液压装置控制, 可在运行中进行调节。如 GAF 型轴流式风机。

(2) 调速控制对离心式和轴流式风机都可以采用。绕线型电动机多采用可控硅串激调速。如峰峰矿务局万年矿, 锡矿山矿; 鼠笼型电动机可采用可控硅变频调速; 同步电动机宜采用无换向器电机调速装置。采用机械调速时可用调速液力耦合器。如大冶有色金属公司丰山铜矿、靖远矿务局红会三矿。

在总风道中加设闸门作调节风机工况之用, 实质上是增大系统风阻, 浪费能源不宜采用。

3. 液力耦合器选型及注意事项

液力耦合器的规格性能见表 1-10-5。根据电动机的转速及功率选择相应的液力耦合

调速型液力偶合器

表 1-10-5

序号	型 号	技 术 参 数			主要尺寸(mm)			质 量 (kg)	单 价 (元)	制 造 厂
		输入转速 (r/min)	功率范围 (kW)	转差率 (%)	长	宽	中心高			
1	YOT _{HR} 450	1000	15~30	1.5~4	430	630	355	240		大连液 力机械总 厂
2	YOT _{HR} 500	1000	30~50	1.5~4	553	688	355	320		
3	YOT _{HR} 560	1000	50~100	1.5~4	622	860	500	400	20000	
4	YOT _{HR} 650	1000	100~180	1.5~4	580	900	540	500		
5	YOT _{HR} 750	1000	180~300	1.5~4	600	1200	580	800		
6	YOT _{HR} (800)	750	120~200	1.5~4	765	1166	600	1000	27000	
7	YOT _{HR} (800)	1000	300~500	1.5~4	765	1166	800	1000	27000	
8	YOT _{HR} 875	750	130~210	1.5~4	750	1040	640	1400		
9	YOT _{HR} 875	1000	300~850	1.5~4	750	1040	640	1400		
10	YOT _{GO} 650	1000	75~215	1.5~3	1300	1200	840	830		
11	YOT _{GO} 750	1000	150~440	1.5~3	1300	1200	840	1250		
12	YOT _{GO} 875	1000	365~960	1.5~3	1720	1500	880	3300	80000	
13	YOT _{GO} 1000	750	285~750	1.5~3	1930	1840	1060	4800		
14	YOT _{GO} 1000	1000	640~1860	1.5~3	1930	1840	1060	4800		
15	YOT _{GO} 1150	750	715~1865	1.5~3	1930	1840	1060	5400		
16	YOT _{GO} 1150	1000	1180~3440	1.5~3	1930	1840	1060	5400		
17	YDT66/15	970	50~100		1050	1200	700		40000	上海船 用柴油机 研究所
18	YDT63/15	970	90~180		970	1200	700		40000	
19	YDT63/15	730	50~80		970	1200	700		40000	
20	YDT71/15	970	200~380		1200	1510	750		60000	
21	YDT71/15	730	70~140		1200	1510	750		60000	
22	YDT80/10	970	260~580		1300	1510	750		60000	
23	YDT80/10	730	150~250		1300	1510	750		80000	
24	YDT90/10	970	600~1100		1400	1710	800		70000	
25	YDT90/10	730	200~450		1400	1710	800		70000	
26	YDT100/10	970	800~1800		1500	1710	800		70000	
27	YOT100/10	730	350~760		1500	1710	800		70000	
28	YOTJ-400	1000	11~18.5	≤3					5000	上海交 通大学附 属工厂
29	YOTJ-450	1000	18.5~35	≤3					9000	
30	YOTJ-500	1000	35~60	≤3					17000	
31	YOTJ-560	1000	60~100	≤3					20000	
32	YOTC-710	1000	190~350	≤3					41000	
33	YOTC-710	750	80~150	≤3					41000	
34	YOTC-800	1000	350~650	≤3					48000	
35	YOTC-800	750	150~270	≤3					48000	
36	YOTC-1000	1000	610~1800	≤3					60000	
37	YOTC-1000	750	280~830	≤3					60000	

器。如果电动机的转速低于液力偶合器的转速，则液力偶合器所能传递的功率将按下式计算。

$$N = \left(\frac{n}{n_0} \right)^3 N_0$$

(1-10-11)

式中 N ——当电动机转速为 n 时,液力偶合器所能传递的功率, kW,

n ——电动机的转速, r/min,

n_0 ——液力偶合器的额定转速, r/min,

N_0 ——液力偶合器的额定功率, kW。

选用液力偶合器作调节方案时,要特别注意液力偶合器的传动效率。在速比为1时,其传动功率 $\eta_0 = 0.96 \sim 0.98$ 。在调速时,速比下降,传动效率 η 将按下式计算。

$$\eta = \eta_0 \frac{n}{n_0} \quad (1-10-12)$$

式中 η ——调速时的效率, %;

η_0 ——速比为1时的效率, %;

n ——风机转速(液力偶合器涡轮转速), r/min,

n_0 ——电动机转速(液力偶合器泵轮转速), r/min。

如果轴流风机需要反转,则液力偶合器亦应具有正、反转的功能。

10.1.3 风机联合运转

随着采矿事业的发展,采用多台风机联合运转的情况日益增多。为便于了解当前风机联合运转的基本型式,将部分矿井通风实例列入表1-10-6。解算风机联合运转的方法很多,简单的可用人工解算。多风机联合运转的通风系统比较复杂,尤其是多级机站通风系统,风机达到数十台之多,只能用电子计算机解算。本节仅叙述用图解法分析简化后的树枝状系统中各风机工况的方法。

10.1.3.1 图解法的基本原理

用图解法求风机联合运转的工况,主要是运用风机变位特性和风机合成特性两个基本原理,将树枝状系统逐步简化为等值的单一通风系统,然后求其等值风机的联合工况。反过来,再从联合工况按系统简化的步骤反推,逐步分解,返回到原来的系统上即得各风机在联合运转中各自的工况。

1. 风机的变位特性

风机对巷道的变位只有串联和并联两种情况。

风机对与之串联的巷道的变位,参看图1-10-19,即风机由I点转移到II点运转。串

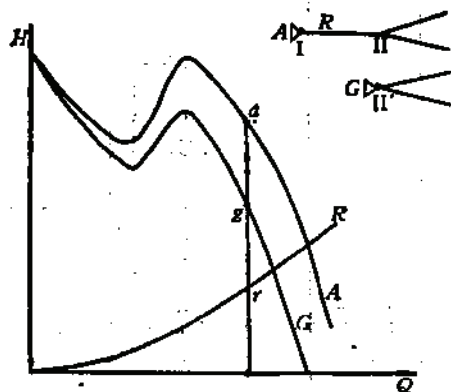


图 1-10-19 风机对与之串联巷道的变位

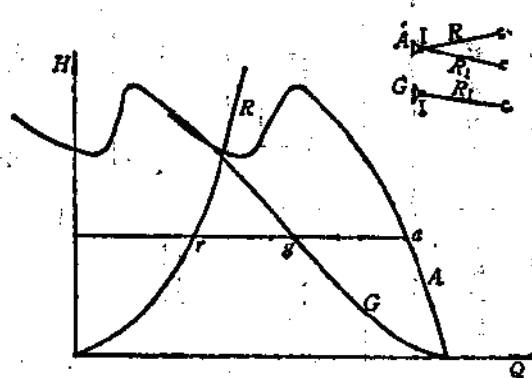


图 1-10-20 风机对与之并联巷道的变位

矿井通风机联合运转部分实例

表 1-10-6

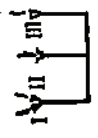
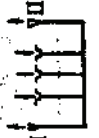
序号	矿山名称	系统简图	通 风 机		电 动 机		通 风 参 数		备 注
			型 号	n (r/min)	叶片角度	型 号	功 率 (kW)	n (r/min)	

(一)轴压式串联运转												
1	燕子沟铜矿		I	70B ₁ -21-24	600			310	600	74	1370	
			II	70B ₁ -21-24	600			310	600	82	1315	
2	胡家峪铜矿	同 上	I	70B ₁ -21-24	600			310	600	71	1100	1972年测定
			II	70B ₁ -21-24	600			310	600			

(二)同一口井并联运转												
3	大厂铜矿		I	70B ₁ -21-28	600	35°	TD- $\frac{142}{44}$ -10	1000	600	193	2700	1976年设计
			II	70B ₁ -21-28	600	35°	TD- $\frac{142}{44}$ -10	1000	600	193	2700	并联运转
4	虎家堡铁矿 (五采区)	同 上	I	9-57-11/18				95		22.21		并联运转
			II	9-57-11/18				95		22.21		

(三)对角井并联运转												
5	桃林铝矿		I	70B ₁ -21-24	600	42.5°	JSQ-153-10	310	600	82	1670	三角皮带传动
			II	70B ₁ -21-24	670	35°	JQD- $\frac{144}{59}$ -8	800	700	115	2140	
6	柳泉山铜矿	同 上	I	70B ₁ -11-18	1000	25°	JS-117-6	115	1000	37	1715	1965年设计
			II	70B ₁ -11-18	1000	35°	JS-117-6	215	1000	58	1860	

续表

序号	矿山名称	系统简图	通 风 机			电 动 机			通 风 参 数		备 注
			型 号	n (r/min)	叶片角度	型 号	功 率 (kW)	n (r/min)	风 量 (m^3/s)	风 压 (Pa)	
7	凡口铅锌矿	网 上	I 70B ₂ -21-28	600	35°	TD- $\frac{118}{39}$ -10	630	600	139	2520	1965年设计
			II 70B ₂ -21-28	600	35°	TD- $\frac{118}{39}$ -10	630	600	130	2940	
8	丰山铜矿	网 上	I 70B ₂ -21-28	500	30°~35°	JL- $\frac{118}{44}$ -12	480	500	83	2600~2950	1965年设计
			II 70B ₂ -11-18	1000	28°~30°	JS-126-6	155	1000	46	1325~1970	
9	锦屏磷矿	网 上	I BY-16B-18	750	20°	JR-92-6	75	750	30	590	三角皮带传动
			II 50A ₁ -1815C	1350	30°	JR-91-4	75	1500	23	540	
10	莱芜马庄铁矿	网 上	I CTD-57-16B	504			115		27.5	1980	
			II 4-72-11N20B	630			155		28.4	2060	
11	杨家洼子铜矿 (寺前区)	网 上	I BYΠД-Π-24	750	0~45°	ДC- $\frac{140}{39}$ -8	750	750	90	3335	
			II BYΠД-Π-24	750	0~45°	ДC- $\frac{140}{39}$ -8	750	750	90	3335	
12	鹿家屋铁矿 (二采区)		I CTD-57-11-16B	600		TAM-116-8	70	750	47.3	1430	并联运转
			II CTD-57-11-16B	600		TAM-116-8	70	750		370	
			III CTD-57-11-16B	600		TAM-116-8	70	750		19.45	
(四)多井多风机并联运转											
13	凤凰山铜矿		I 70B ₂ -11-18	750			60	750	23	980	1965年设计
			II 70B ₂ -21-18	1000			240	1000	60	2285	

续表

序号	矿山名称	系统简图	通 风 机			电 动 机			通 风 参 数		备 注
			型 号	n (r/min)	叶片角度	型 号	功率 (kW)	n (r/min)	风量 (m^3/s)	风 压 (Pa)	
14	弓长岭铁矿		I 70B ₁ -21-24				310		54	1675	
			II 70B ₂ -21-24				750		127	3215	
15	梅山铁矿		I K ₁ -73-01№32	500			1600	500	275	3235	1975年设计
			II K ₂ -73-01№32	500			1600	500	275	3235	
16	胜利煤矿		I LK ₁ -61-35	600			1450	500	175	2250	1962年投产
			II LK ₂ -64-35	600			1600	500	184	2355	
17	开滦唐山煤矿		I BYΠД-Π-28	600	0~45°		1000	600	137	3580	} 并联运转
			II BYΠД-Π-24	750	0~45°		625	750	118	3580	
			III BYΠД-Π-24	750	0~45°		625	750	114	2890	
18	开滦赵各庄煤矿		I BYΠД-Π-28	600	0~45°		1000	600	168	3560	
			II LK ₁ -61-35	500			1600	500	181	3040	
19	韩桥煤矿		I 70B ₁ -21-18	960	35°		310	960	27.0	1885	
			II 9-57-11№18	450			155		28.4	1080	
			III 50A ₁ -№15C	1450			75		28.1	970	
20	龙凤煤矿		I 1350HP离心风机	260			1000	260	110	2285	直流电动机直联
			II 2000HP离心风机	600			1500	600	205	2650	
			III BYΠД-Π-28	600	35°		800	600	85	3530	
21	老虎台煤矿		I MDT-1-CH离心	420			1070	420	138	1960	直流电动机直联
			II BYΠД-Π-24	750			625	750			
			III K ₁ -73-01№32	600			2500	600			

续表

序号	矿山名称	系统简图	通 风 机			电 动 机			通 风 参 数		备 注
			型 号	n (r/min)	叶片角度	型 号	功 率 (kW)	n (r/min)	风 量 (m^3/s)	风 压 (Pa)	
22	某矿二矿区		I 70B ₁ -21-28	600		YR143/51-10	1000	600	175	2420~3165	1974年设计
			II 70B ₁ -21-28	600		YR143/51-10	1000	600	164	2715~3550	
			III 70B ₁ -21-28	600		YR118/44-10	630	600	115	1940~2800	
23	红透山铜矿		I 70B ₁ -21-18	1000	35°		190	1000	74.4	2645	并联运转
			II 70B ₁ -21-18	1000	35°		190	1000		1765	
			III 70B ₁ -21-24	600	40°		280	600		785	
			IV 70B ₁ -21-18	760	25°		125	750			
24	河北铜矿		I 70B ₁ -21-18				150		40	1175	尚未投产
			II 70B ₁ -21-18				150		43		
			III 70B ₁ -21-18				50		25		
			IV 70B ₁ -21-24				200		65	1080	

(五) 串 井 联 运 转

25	松树铜矿		I B ₁ -B ₁₅ $\frac{1}{2}$	322		TAM-117-8	80	750	28	1275	平时正常通风用 风用轴流后 加强通风用
			II QDG-12-011	917		JR137-4	260	1500	38	1865	
			III CTA-57-16	391		JS112-6	115	1000	32	1570	
26	松树铜矿		I 50A ₁₁ -12-№12	1250	35°	JO ₂ -72-4	30	1500	23	115	平时正常通风用 风用轴流后 加强通风用
			II 50A ₁₁ -12-№12	1250	35°	JO ₂ -72-4	30	1500	23.7	110	
			III 70B ₁ -11-18 (70B ₁ -21-18)	1000	35°		55	1000	47	1000	
27	易门铜矿狮子山坑	同25栏图	I 50A ₁₁ -12-№20	750	15°	JO ₂ -72-4	30	1500	43.9	325	
			II 60A ₁₁ -№15C	1350	15°	AT-92-4	75	1500	41.5	525	
			III 2BY-11-24	600	35°	JRQ-168-10	310	600	109	1570	

联变位特性曲线 G 按风机性能曲线 A 与井巷风阻曲线 R , 在等风量下, 风压相减而得。变位曲线 G 的作图方法如下:

任意作一垂直线与风机性能曲线 A 和井巷风阻曲线 R 分别相交于 $a(Q_0, H_a)$ 和 $r(Q_0, H_r)$ 。在垂直线上 $H_a - H_r = H_g$, 即为风机 A 的变位特性曲线 G 上相应的一点 g 的纵座标。 g 点的横座标 $Q_g = Q_0 = Q_r$ 。

风机对与之并联的井巷(与大气相通)的变位, 参看图1-10-20, 虽然风机的位置未转移, 仍在I点上, 但系统简化了, 风机与另一条井巷作串联运转。并联变位特性曲线 G 按风机特性曲线 A 与并联井巷风阻曲线 R , 在等风压下, 风量相减而得。图中代号的含义与图1-10-19相同。在作 G 曲线时, G 曲线上的任一点 g , 其横座标 $Q_g = Q_0 - Q_r$, 纵座标 $H_g = H_a = H_r$ 。

2. 风机的合成曲线

风机之间的合成亦只有串联和并联两种。

在同一井巷中两台风机串联运转时可作串联合成, 参看图1-10-21, 如同两台风机在I(或II)点处合并成一台等值风机运转。风机串联运转其风量必等, 因此串联合成特性曲线 G 按风机性能曲线 A 和 B , 在等风量下, 风压相加而得。图中代号的含义与图1-10-19相同。作 G 曲线时, G 曲线上的任一点 g , 其横座标 $Q_g = Q_0 = Q_b$, 其纵座标 $H_g = H_a + H_b$ 。

在同一点上两台风机并联运转时可作并联合成, 参看图1-10-22, 如同两台风机在该点上合并成一台等值风机运转。风机并联运转其风压必等, 因此并联合成特性曲线 G 可按风机性能曲线 A 和 B , 在等风压下, 风量相加而得。图中代号的含义与图1-10-19相同。作 G 曲线时, G 曲线上任一点 g , 其横座标 $Q_g = Q_0 + Q_b$, 其纵座标 $H_g = H_a = H_b$ 。

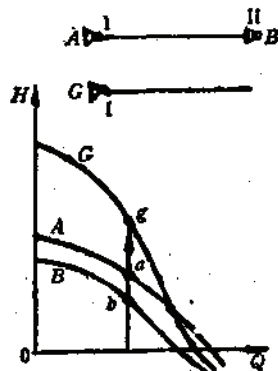


图 1-10-21 两台风机串联运转的合成特性曲线

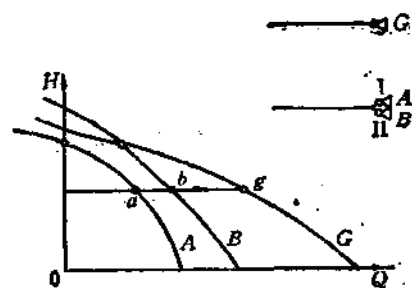


图 1-10-22 两台风机并联运转的合成特性曲线

3. 通风装置的风阻和漏风

在分析联合运转工况时, 欲考虑通风装置的风阻和漏风的影响, 可以在风机与通风网路之间插入一条与风机串联的风阻 R' 和一条与通风网路并联的风阻 R'' , 参看图1-10-23。 R' 和 R'' 可按下列式计算:

$$R' = \frac{\Delta h}{Q_0^2} \quad (1-10-13)$$

$$R'' = \frac{H_0 - \Delta h}{(Q_0 - Q)^2} \quad (1-10-14)$$

式中 R' ——通风装置风阻, $\text{Pa}\cdot\text{s}^3\cdot\text{m}^{-6}$

R'' ——通风装置漏风风阻, $\text{Pa}\cdot\text{s}^3\cdot\text{m}^{-6}$ 。

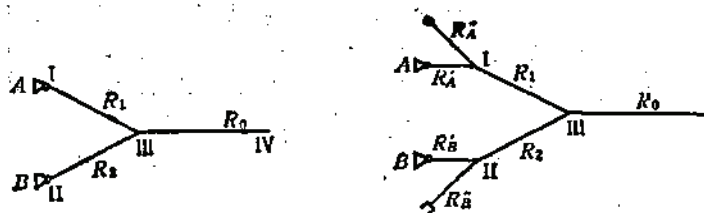


图 1-10-23 考虑通风装置风阻和漏风的等值网路

10.1.3.2 风机串联运转的解算

矿井风阻过大或为了在井下造成零压区以减少漏风量, 通常采用风机串联运转的通风方式。此外, 有些矿井在某个分支巷道设置辅扇, 以及多级机站通风系统中各级之间的风机也都属串联运转。

为阐述方便, 以两台主通风机作抽压串联运转为例, 进行解算和说明。

例: 某矿由于中部漏风量大, 于是决定采用抽压混合式通风, 使该处造成零压区以减少漏风量。通风系统如图 1-10-24 所示。矿井所需风量 $Q = 61 \text{ m}^3/\text{s}$, 矿井阻力 $H = 2550 \text{ Pa}$ 。

解:

两台风机串联运转, 风机的风量 Q , 必然是相等的。在井巷中部造成零压区, 要求两台风机各承担二分之一的阻力。根据这两个条件, 两台风机必然是相同的。

1. 风机的初步选择

计算风量 $Q_1 = K \cdot Q = 1.15 \times 61 = 70 \text{ m}^3/\text{s}$ 。

计算风压 $H_1 = \frac{H}{2} + \Delta h = \frac{2550}{2} + 195$
 $= 1470 \text{ Pa}$ 。

据此, 初选两台 2 K60-No 24 型矿井轴流风机。两段叶片皆为 7 个, 叶片安装角为 25° 。风机转速为 600 r/min 。

2. 各段网路的风阻

通风装置的风阻,

$$R' = \frac{\Delta h}{Q_1^3} = \frac{195}{70^3} = 0.04 \text{ Pa}\cdot\text{s}^3\cdot\text{m}^{-6}$$

通风装置的漏风风阻,

$$R'' = \frac{H_1 - \Delta h}{(Q_1 - Q)^3} = \frac{1470 - 195}{(70 - 61)^3}$$

$$= 15.75 \text{ Pa}\cdot\text{s}^3\cdot\text{m}^{-6}$$

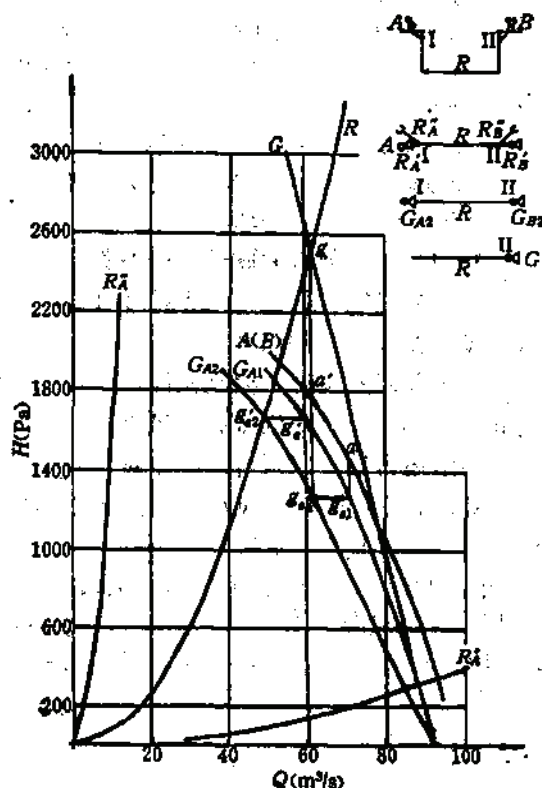


图 1-10-24 两台风机抽、压串联运转的工况分析

矿井通风网路的风阻,

$$R = \frac{H}{Q^3} = \frac{2550}{(61)^3} = 0.685 \text{ Pa} \cdot \text{s}^3 \cdot \text{m}^{-3}$$

3. 求联合运转工况

(1) 先将风机A对与之串联的风道 R' 作串联变位, 得风机A第一次变位特性曲线 G_{A1} ;

(2) G_{A1} 曲线再对与之并联的风道 R'' 作并联变位, 得风机A第二次变位特性曲线 G_{A2} ;

(3) 因为风机A和B的性能和运转条件都相同, 所以将两条重合的 G_{A2} 曲线作串联合成即得风机A和B的串联合成曲线 G ;

(4) G 曲线与 R 曲线的交点 g 即为风机A和B联合运转时的等值风机运转工况。

4. 求联合运转时风机各自的工况

在求联合工况时, 是先从风机性能曲线 A 上的任一点 a 开始, 依次求得 g_{A1} , g_{A2} 和 g , g 即为合成曲线 G 上与曲线 A 上的 a 点相对应的工况点。求两台风机在联合运转时各自的工况, 则要按上述相反的步骤返推进行。从联合工况点 g 开始, 依次倒推, 得 g_{A2} , g_{A1} 和 a 。

(1) g_{A2} (62.5, 1300) 所示的风量和风压即为风机A(或B)向井下输送的有效风量 $Q_{A2} = 61.5 \text{ m}^3/\text{s}$ 和风压 $H_{A2} = 1300 \text{ Pa}$;

(2) g_{A1} (72.5, 1300) 所示的风量中 $(Q_{A1} - Q_{A2}) = 72.5 - 62.5 = 10 \text{ m}^3/\text{s}$ 即为通风装置A(或B)的漏风量;

(3) a (72.5, 1500) 即为两台在串联运转时风机A(或B)的工况, 其风量 $Q_a = 72.5 \text{ m}^3/\text{s}$, 风压 $H_a = 1500 \text{ Pa}$ 。其中 $(H_a - H_{A2}) = 1500 - 1300 = 200 \text{ Pa}$, 即为通风装置A(或B)的阻力。

5. 检查单机运转工况

检查风机B停运, 风机A单独运转的工况, 其步骤与求风机联合运转时各风机的工况相同。

(1) G_2 曲线与 R 曲线的交点 g_{A2} (50, 1730) 即风机A单独运转时向井下输送的有效风量 $Q = 50 \text{ m}^3/\text{s}$ 和风压 $H = 1730 \text{ Pa}$ 。

(2) g_{A1} (61, 1730) 所示的风量中 $(61 - 50) = 11 \text{ m}^3/\text{s}$ 即为通风装置A的漏风量;

(3) a' (61, 1870) 即为风机A单独运转时的工况, 风量为 $61 \text{ m}^3/\text{s}$, 风压为 1870 Pa 。通风装置的阻力为 $1870 - 1730 = 140 \text{ Pa}$ 。

10.1.3.3 风机并联运转的解算

风机并联运转的形式是多种多样的。在常用的形式中可归纳为同一井口并联、对角并联、多井多风机并联三种。

风机并联的设计主要是保证其运转的稳定性。影响风机稳定运转的因素较多, 但就风机之间相互影响而言, 以多井多风机形式为小, 对角并联形式次之。

为阐述方便, 以两台风机作对角并联运转为例进行解算和说明。

对角并联运转时, 风机之间的相互影响随着共同段风阻与总风阻之比的减小而降低。因此设计时以减少共同段风阻为好。

例 某矿采用两台风机作对角并联运转。通风系统如图1-10-25所示。矿井所需总风量 $Q = 152 \text{ m}^3/\text{s}$, 其中东翼风量 $Q_1 = 65 \text{ m}^3/\text{s}$, 西翼风量 $Q_2 = 87 \text{ m}^3/\text{s}$ 。系统中各网路的阻力分别为东翼分支 $H_1 = 1470 \text{ Pa}$, 西翼分支 $H_2 = 1960 \text{ Pa}$, 共用段 $H_3 = 295 \text{ Pa}$, 试选择风机。

解:

1. 并联风机的初步选择

东翼风机的计算风量和风压

$$Q_{JA} = KQ_1 = 1.15 \times 65 = 75 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$H_{JA} = H_3 + H_1 + \Delta h = 295 + 1470 + 195 = 1960 \text{ Pa}$$

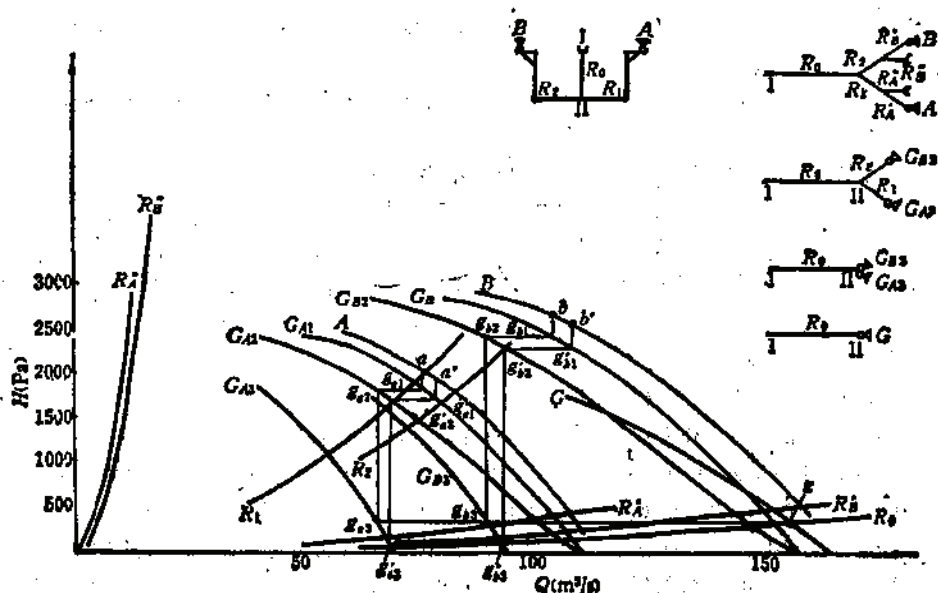


图 1-10-25 两台风机对角并联运转的工况分析

西翼风机的计算风量和风压

$$Q_{1B} = KQ_1 = 1.15 \times 87 = 100 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$H_{1B} = H_1 + H_2 + \Delta h = 295 + 1980 + 195 = 2450 \text{ Pa}$$

考虑到风机之间的相互影响, 选择两台63A14-11-24轴流风机, $n=1000 \text{ r/min}$, 叶片数为8, 但东翼风机A的叶片角为 20° , 西翼风机B的叶片角为 30° 。

2. 各级网络的风阻

共用段 $R_6 = \frac{H_1}{Q_1^3} = \frac{295}{152^3} = 0.0128 \text{ Pa} \cdot \text{s}^3 \cdot \text{m}^{-3}$

东翼分支 $R_1 = \frac{H_1}{Q_1^3} = \frac{1470}{65^3} = 0.348 \text{ Pa} \cdot \text{s}^3 \cdot \text{m}^{-3}$

西翼分支 $R_2 = \frac{H_2}{Q_2^3} = \frac{1980}{87^3} = 0.259 \text{ Pa} \cdot \text{s}^3 \cdot \text{m}^{-3}$

通风装置风阻及漏风风阻:

东翼 $R'_A = \frac{\Delta h}{Q_A^3} = \frac{195}{75^3} = 0.0347 \text{ Pa} \cdot \text{s}^3 \cdot \text{m}^{-3}$

$$R''_A = \frac{H_{1A} - \Delta h}{(Q_{1A} - Q_1)^3} = \frac{1980 - 195}{(75 - 65)^3} = 17.64 \text{ Pa} \cdot \text{s}^3 \cdot \text{m}^{-3}$$

西翼 $R'_B = \frac{\Delta h}{Q_B^3} = \frac{195}{100^3} = 0.0196 \text{ Pa} \cdot \text{s}^3 \cdot \text{m}^{-3}$

$$R''_B = \frac{H_{1B} - \Delta h}{(Q_{1B} - Q_2)^3} = \frac{2450 - 195}{(100 - 87)^3} = 13.34 \text{ Pa} \cdot \text{s}^3 \cdot \text{m}^{-3}$$

3. 求联合运转工况

(1) 先将风机A和B分别对与之串联的风道 R_A' 和 R_B' 作串联变位, 得风机A和B的第一次变位特性曲线 G_{A1} 和 G_{B1} ;

(2) G_{A1} 和 G_{B1} 两曲线再次分别对与之并联的漏风网路 R_A'' 和 R_B'' 作并联变位, 得风机A和B的第二次变位特性曲线 G_{A2} 和 G_{B2} ;

(3) G_{A2} 和 G_{B2} 两曲线分别对与之串联的网路 R_1 和 R_2 作串联变位, 得风机A和B的第三次变位特性曲线 G_{A3} 和 G_{B3} ;

以上风机的变位方法可参看10.1.3.2中之例题, 不再详述。

(4) 至此, 风机A和B都变位到同一位置II上, 简化成为两台风机在同一点上并联运转的形式, 于是将 G_{A3} 和 G_{B3} 两曲线作并联合成, 得风机A和B的最后合成曲线 G 。

(5) 合成曲线 G 和风阻曲线 R_0 的交点 $g(157, 330)$ 即为等值风机的工况点, 亦即风机A和B并联运转时进入共同段的风量($157\text{m}^3/\text{s}$), 和共同段的风压(330Pa)。

4. 在联合运转中风机A和B的工况点

和上述步骤相反, 从联合工况点 g 往回返推。

(1) 风机A和B在II点上作并联运转, 与风机并联合成的步骤相反, 过 g 点作一水平线(风机A和B在并联运转中风压相等)分别与 G_{A3} 和 G_{B3} 曲线相交于 $g_{A1}(66, 330)$ 和 $g_{B1}(91, 330)$ 即在 $157\text{m}^3/\text{s}$ 的风量中, 风机A承担 $66\text{m}^3/\text{s}$, 而风机B承担 $91\text{m}^3/\text{s}$ 。共同段的压力损失为 $H_{01} = H_{02} = 330\text{Pa}$ 。

(2) 由 g_{A1} 再往回推。 G_{A1} 曲线是 G_{A2} 曲线对与之串联的 R_1 曲线变位而得, 因此按串联变位返推, 从 g_{A1} 作垂直线(风机A与巷道 R_1 的风量相等)与 G_{A2} 曲线交于 $g_{A2}(66, 1820)$ 。 g_{A2} 的座标表示风机A向东翼分支实际供应的风量为 $66\text{m}^3/\text{s}$ 。东翼分支的阻力为 $H_{A2} - H_{01} = 1820 - 330 = 1490\text{Pa}$ 。

(3) 由 g_{B1} 往回推, 按串联变位返推, 同样可以得 $g_{B2}(91, 2410)$ 。表示风机B向西翼分支实际供应的风量为 $91\text{m}^3/\text{s}$ 。西翼分支的阻力为 $H_{B2} - H_{01} = 2410 - 330 = 2080\text{Pa}$ 。

(4) 由 g_{A2} 往回推, 曲线 G_{A2} 是曲线 G_{A1} 对与之并联的曲线 R_A'' 变位而得, 因此按并联变位返推。从 g_{A2} 作平行线与 G_{A1} 曲线相交于 $g_{A1}'(78, 1820)$ 。通风装置A的漏风量等于 $(Q_{A1} - Q_{A1}') = 78 - 66 = 12\text{m}^3/\text{s}$ 。

同样, 由 g_{B2} 往回推, 得 $g_{B1}'(105, 2410)$ 。通风装置B的漏风量为 $105 - 91 = 14\text{m}^3/\text{s}$ 。

(5) 由 g_{A1}' 往回推, 按串联变位返推, 得 $a(78, 2020)$, 即东翼风机A在联合运转时的工况, 风量为 $78\text{m}^3/\text{s}$, 风压为 2020Pa 。通风装置A的阻力为 $2020 - 1820 = 200\text{Pa}$ 。

同样, 由 g_{B1}' 往回推, 得 $b(105, 2650)$, 即西翼风机B在联合运转时的工况, 风量为 $105\text{m}^3/\text{s}$, 风压为 2650Pa 。通风装置B的阻力为 $2650 - 2410 = 240\text{Pa}$ 。

5. 求风机单独运转工况

两台风机中一台因故停止运转。此时风机停止运转的一翼可按网路堵塞处理, 等于将该翼网路取消。

(1) R_0 曲线与 G_{A3} 曲线相交于 $g_{A3}'(70, 47)$ 。由 g_{A3}' 逐步往回推, 得 $a'(80, 1940)$, 即风机A单独运转时的工况, 风量为 $80\text{m}^3/\text{s}$, 风压为 1940Pa 。

(2) R_0 曲线与 G_{B3} 曲线相交于 $g_{B3}'(95, 95)$ 。由 g_{B3}' 逐步往回推, 得风机B单独运转时的工况 $b'(105, 2560)$, 即风量为 $105\text{m}^3/\text{s}$, 风压为 2560Pa 。

10.1.3.4 风机串并联运转的解算

风机之间即有串联又有并联是风机联合运转的另一种形式, 它兼有串联和并联的优点。三台地面主扇串并联运转通风系统, 如图1-10-26所示, 设各段风量和风阻均已知, 则各风机的风压应满足下列条件:

$$H_0 + H_1 = R_1 Q_1^2 + R_2 Q_2^2 + 2\Delta h \quad (1-10-15)$$

$$H_o + H_b = R_o Q_o^2 + R_2 Q_2^2 + 2\Delta h \quad (1-10-16)$$

各风机的风压可按照先决定条件加以确定。在实际生产中往往为解决井下漏风问题，在漏风严重的区段造成零压区，这样 H_o 以及 H_A 和 H_B 可根据零压区前后网路的通风阻力来决定。当没有特殊要求时，一般以风机运转的经济性决定。由于风机C担负的风量最大，而网路阻力的变化又不大，于是宜先选择一台高效率风机C，然后再选择风机A和B。风机C的风压在下式范围内选取。

$$R_o Q_o^2 < H_o < R_o Q_o^2 + R_1 Q_1^2 \quad (\text{或 } R_2 Q_2^2) \quad (1-10-17)$$

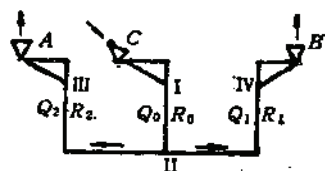


图 1-10-26 三台地面主扇串联并联运转通风示意图

根据 H_o 的范围及风机效率（尽量取高的）即可确定 H_o 的数值。再按 $H_o + H_A = R_o Q_o^2 + R_1 Q_1^2 + 2\Delta h$ 确定 H_A ； $H_o + H_B = R_o Q_o^2 + R_2 Q_2^2 + 2\Delta h$ 确定 H_B 。

例：某矿通风系统如图1-10-27所示。全矿所需总风量 $Q_o = 31 \text{ m}^3/\text{s}$ ，西翼风量 $Q_1 = 15 \text{ m}^3/\text{s}$ ，东翼风量 $Q_2 = 16 \text{ m}^3/\text{s}$ 。各段网路的阻力： $h_o = 1225 \text{ Pa}$ ， $h_1 = 1370 \text{ Pa}$ ， $h_2 = 1130 \text{ Pa}$ ，其相应的风阻： $R_o = 1.274 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-6}$ ， $R_1 = 6.07 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-6}$ ， $R_2 = 4.41 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-6}$ 。为了减少漏风损失须在II的东侧V处造成零压区，网路II-V之间的阻力 $h_3 = 195 \text{ Pa}$ ，试选择各风机。

解：

1. 风机的初选

各风机的计算风量和风压

风机A： $Q_{A1} = K \cdot Q_1 = 1.15 \times 15 = 17.3 \text{ m}^3/\text{s}$

$$H_{A1} = h_1 - h_3 + \Delta h + H_o = 1370 - 195 + 150 + 30 = 1355 \text{ Pa}$$

风机B： $Q_{B1} = 1.15 \times 16 = 18.4 \text{ m}^3/\text{s}$

$$H_{B1} = 1130 - 195 + 150 + 32 = 1117 \text{ Pa}$$

风机C： $Q_{C1} = 1.15 \times 31 = 35.7 \text{ m}^3/\text{s}$

$$H_{C1} = 1225 + 195 + 150 = 1570 \text{ Pa}$$

根据上述计算的风量和风压选择的风机型号和规格如下：

风机A，4-72-16B型离心式风机， $n = 630 \text{ r/min}$ ；

风机B，Q4-73-16B型离心式风机， $n = 580 \text{ r/min}$ ；

风机C，4-72-20B型离心式风机， $n = 560 \text{ r/min}$ 。

2. 串并联运转的工况分析

各通风装置的风阻 R' 及漏风的风阻 R''

$$R'_A = \frac{\Delta h}{Q_{A1}^2} = \frac{150}{17.3^2} = 0.501 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-6}$$

$$R''_A = \frac{H_{A1} - \Delta h - H_o}{(Q_{A1} - Q_1)^2} = \frac{1355 - 150 - 30}{(17.3 - 15)^2} = 222.1 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-6}$$

$$R'_B = \frac{150}{18.4^2} = 0.443 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-6}$$

$$R''_B = \frac{1117 - 150 - 32}{(18.4 - 16)^2} = 162.3 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-6}$$

$$R'_C = \frac{150}{35.7^2} = 0.118 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-6}$$

$$R''_C = \frac{1570 - 150}{(35.7 - 31)^2} = 64.3 \text{ Pa} \cdot \text{s}^2 \cdot \text{m}^{-6}$$

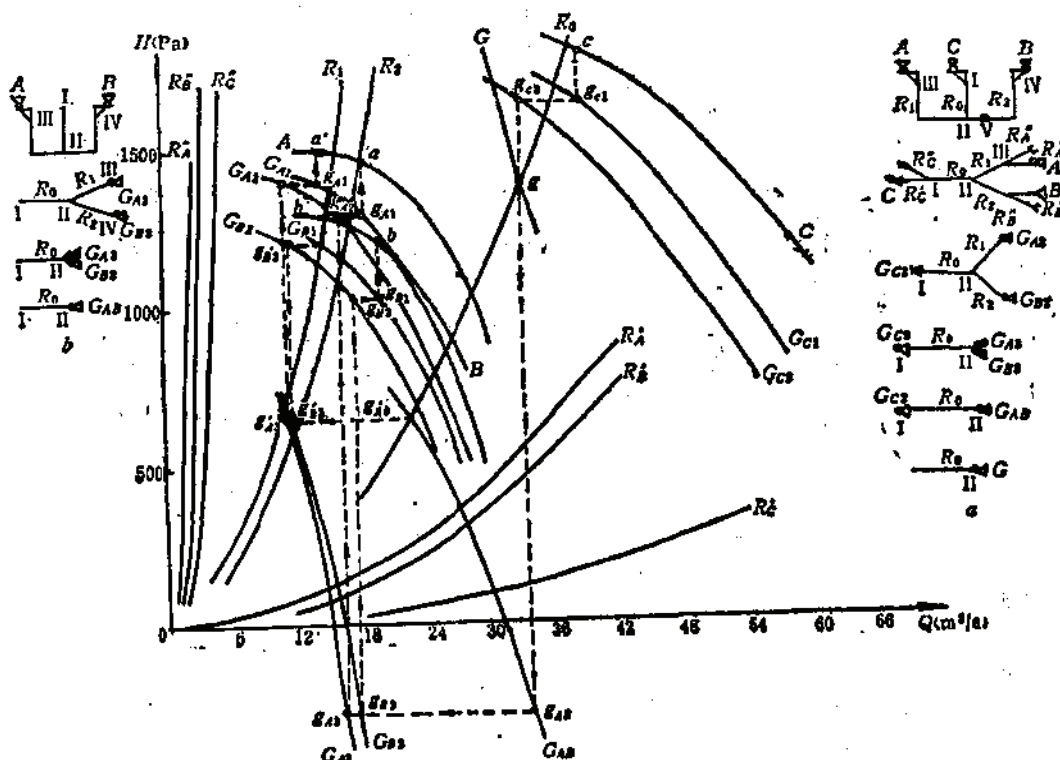


图 1-10-27 三台地面主扇串并联运转的工况分析

a—求三台风机串联并联运转时的工况，图解步骤；b—风机C在检修，风机A和B并联运转工况，图解步骤

由于风机的性能曲线是全压的，且风机A和B又都用于抽出式通风，所以图解前要将风机A和B的全压性能曲线转换为静压性能曲线。

3. 各风机工况的图解分析

风机工况图解分析步骤如下：

- (1) 风机A、B和C分别对其与之串联风道 R_A' 、 R_B' 和 R_C' 进行变位，得 G_{A1} 、 G_{B1} 和 G_{C1} 曲线；
- (2) G_{A1} 、 G_{B1} 和 G_{C1} 分别对其与之并联漏风网路 R_A'' 、 R_B'' 和 R_C'' 进行变位，得 G_{A2} 、 G_{B2} 和 G_{C2} 曲线；
- (3) G_{A2} 和 G_{B2} 分别对其与之串联并巷 R_1 和 R_2 变位，得 G_{A3} 和 G_{B3} 曲线；
- (4) G_{A3} 和 G_{B3} 按并联合成，得 G_{AB} 曲线；
- (5) G_{AB} 与 G_{C2} 按串联合成，得 G 曲线。 G 曲线与 R_0 曲线的交点 g 即为三台风机串并联联合运转工况。 g 点的风量和风压即为共用段I—II的风量和风压损失。
- (6) 通过 g 点作垂线分别与曲线 G_{C2} 和 G_{AB} 相交于 g_{C2} 和 g_{AB} 。 g_{C2} 点的风压减去共用段I—II的风压损失即为风机C负担两翼的分压；
- (7) 由 g_{C2} 作水平线与 G_{C1} 曲线相交于 g_{C1} 。 g_{C1} 点的风量减去共用段I—II的风量即通风装置C的

漏风量;

(8) 从 g_{c1} 作垂线与风机 C 的性能曲线 C 相交, 其交点 c 即风机 C 在串并联运转时的工况;

(9) 由 g_{a1} 作水平线与 G_{A1} 与 G_{B1} 两曲线分别相交于 g_{a1} 和 g_{b1} ;

(10) 由 g_{a1} 作垂线与 G_{A2} 曲线相交于 g_{a2} , g_{a2} 的风量即网路 II-III 的风量, 其风压加风机 C 担负两翼的风压即网路 II-III 的风压损失;

(11) 由 g_{a2} 作水平线与 G_{A1} 曲线相交于 g_{a1} , g_{a1} 的风量减去网路 II-III 之风量即通风装置 A 的漏风量;

(12) 由 g_{a1} 作垂线与风机 A 的特性曲线 A 相交, 其交点 a 即为风机 A 在串并联运转时的工况。风量为 $18.6 \text{ m}^3/\text{s}$, 风压为 1460 Pa ;

(13) 由 g_{b1} 作垂线与 G_{B2} 曲线交于 g_{b2} , 其对应的风量即井巷 II-IV 的风量; 其对应的风压加风机 C 担负两翼的风压即井巷 II-IV 的风压损失;

(14) 由 g_{b2} 作水平线交 G_{B1} 于 g_{b1} , 其对应的风量减去井巷 II-IV 的风量即通风装置 B 的漏风量;

(15) 由 g_{b1} 作垂线与风机 B 的性能曲线 B 相交, 交点 b 即为风机 B 在串并联运转时的工况。图解结果见表 1-10-7。

三台风机串并联运转图解结果

表 1-10-7

风机或井巷编号	A	B	C	I-II	II-III	II-IV
工况点	a	b	c			
风量 (m^3/s)	18.6	19.6	38.7	33.3	16.2	17.4
风压 (Pa)	1460	1200	1310	1390	1580	1310

对于非正常运转情况主要考虑设备检修和事故反风两种情况。本例只给出风机 C 检修时, 风机 A 和 B 并联运转的工况分析, 此时通风系统变成图 1-10-27b 所示的形式, 即对角并联的形式, 其图解分析见图 1-10-27。分解步骤从略。详细结果见表 1-10-8。

10.1.3.5 多级机站的风机联合

多级机站的风机联合运转属于复杂的串并联形式。同一机站的风机是并联, 与同一井口多风机并联情况相似; 同一级各风机之间的风机亦属并联, 与两翼对角或多风机并联的情况相似; 各级机站之间则属于串联运转。就全系统而言, 将各机站皆视作一台风机 (等值于站内各风机联合特性) 就是多台 (即站数) 风机串联运转。由于系统复杂, 风机数量较多, 不宜简化成树枝状系统, 故而只能用计算机与风网同时解算。

多级机站系统的通风方式一般皆为抽压混合式, 压力梯度小, 风机台数多, 因而风机间相互影响较其他联合形式为小。K 型、FZ 型和 K45 型轴流风机的性能曲线, “马鞍”形状突出, 叶片安装角度大时更甚, 因此, 对同一机站的风机选型时应对风机并联运转的稳定性给予足够的重视, 并尽可能地选用小的叶片安装角。选择安装地点时要注意防止大爆破冲击波对风机的影响。风机宜采用集中控制以满足启动和反风的操作要求。

国内几个矿山采用多级机站的情况参看表 1-10-9。

三台风机串并联运转数据

表 1-10-8

风机 编号	风机特征	风量换算 系数 $K_Q = \frac{24.3}{D^2 n}$	工况点 风量 Q (m³/s)	$\bar{Q} = K_Q Q$	η	功率 备用 系数 K	工况点 风压 H (Pa)	功 率 $N = \frac{KQH}{1000 \eta \eta_m}$ (kW)	运转方式	配套电 动机计 算功率 (kW)
A	型 号	4-72-16B	18.6	0.175	0.87	1.3	1460	44.13	三台联合	44
	叶轮直径(m)	1.6	20.4	0.192	0.915	1	1431	34.69	I、II联合	
	转数(r/min)	630	14.4	0.136	0.7	1	1499	33.54	I、II联合	
	传动效率 η_m	0.92	14.4	0.136	0.7	1.3	1499	43.6	I、II并联反风	
B	型 号	G4-73-16D	19.6	0.201	0.92	1.3	1205	34.08	三台联合	34
	叶轮直径(m)	1.6	21.6	0.221	0.93	1	1168	27.65	II、III联合	
	转数(r/min)	580	15	0.153	0.825	1	1294	24.01	I、II联合	
	传动效率 η_m	0.98	15	0.153	0.825	1.3	1294	31.21	I、II并联反风	
C	型 号	4-72-20B	38.7	0.21	0.93	1.3	1813	106.65	三台联合	107
	叶轮直径(m)	2	35.4	0.192	0.91	1	1852	78.35	II、III联合	
	转数(r/min)	560	39	0.195	0.92	1	1842	78.39	I、III联合	
	传动效率 η_m	0.92	32.7	0.177	0.87	1	1872	76.5	III单独	

国内部分矿山通风多级机站概况

表 1-10-9

矿 山	级 数	站 数	风机台数	风机型号	总 功 率 (kW)	投产时间
大冶尖林山龙洞采区	3	3	8	K-45	216	1984年
梅山铁矿	4	42	94	FZ-40	3183	1985年
张家洼小官庄铁矿	4		63	K型	1688	
云锡老厂中央通风系统		4	13	K45	441	1985年

10.1.4 主 通 风 机 房

1. 主通风机房布置注意事项

(1) 主通风机一般宜设在地面, 如受地形或地质条件(如泥面流)限制时可设在地

下;

(2) 轴流式风机的机身一般布置在室外。在严寒地区如抽出的气体湿度大, 风机停

机后叶片和机壳有可能被冻结时, 应布置在室内;

(3) 机房内设值班室免受噪声的影响;

(4) 风机和电动机周围通道不应小于1.5m宽, 并应满足风机检修及操作的需要;

(5) 通风机房的高度应满足检修设备起吊的要求。当设备部件质量超过1t时, 应设

起重梁或手动起重设备;

(6) 离心式风机应设启动闸门, 一个机房内设置两台并联运转的离心式风机时, 宜

采用旋转方向相反的风机作对称布置；

(7) 一个机房内设置两台并联运转的轴流式风机时，应设风门以防风机反转及检修风机之用。

2. 风道布置注意事项

(1) 扩散器水平布置时，其出口应顺大气主导风向布置；

(2) 为满足测定压力的需要，测压点应设在长度不小于风道直径或高度六倍的直线段中间；

(3) 风道内的风速一般取 $10 \sim 12 \text{ m/s}$ ，最大不得超过 15 m/s 。空气通过百叶窗的速度一般取 $4 \sim 5 \text{ m/s}$ ；

(4) 为便于拆装轴流风机的主轴，在风机集风器前的风道上应装吊钩；

(5) 在进出风道上均应设检查门；

(6) 为避免积水流向机身，风道底板应设有千分之五的坡度，将积水集中后排出；

(7) 在进、出风道中布置消声装置时，应保证通风有效面积不小于原风道的有效面积；

3. 扩散器

为减少风机的动压损失，在通风装置的出口应设置扩散器。为联接方便，扩散器一般采用矩形断面。

扩散角 θ 和扩散度 m 是设计扩散器的两个主要参数。参看图1-10-28。扩散角 θ 一般取 $8 \sim 10^\circ$ 。扩散度 $m = S_2/S_1$ ，式中 S_1 和 S_2 分别为扩散两端 B_1 和 B_2 处的断面积， m^2 。扩散度的取值见表1-10-10。

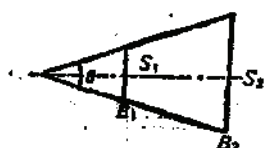


图 1-10-28 扩散器结构参数示意图

扩散度 m 值 表 1-10-10

风机类型	通风方式	
	抽 出	压 入
离心式	2~4	2~2.5
轴流式	3.5~5	2~2.5

扩散塔的形状宜采用 45° 曲线过渡(图1-10-29a)或东工流线型(图1-10-29b)。

4. 主通风机房布置实例

表1-10-11给出一些风机房的布置实例。参看图1-10-30~图1-10-33。

一般矿井皆有事故反风的要求，当选用不能反转反风的风机(如离心式风机)或虽能反转反风的轴流式风机，但反风量不足时，都须加设反风设施，并应在10分钟之内使风流反向。控制反风门的风门绞车性能参看表1-10-12。

图1-10-34给出矿井主通风机房另一种配置方式，通风机房直接座落在风井上。这种装置的优点是减少了地面风道及反风道的长度，减少了通风装置本身的阻力。缺点是结构较复杂，施工困难。

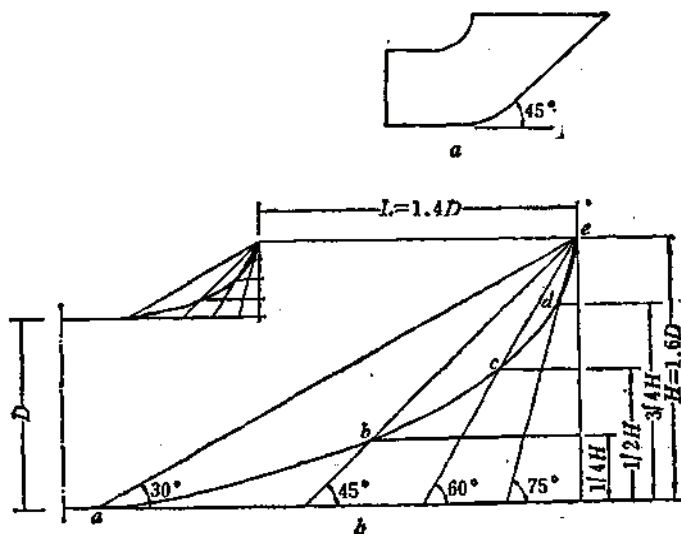


图 1-10-29 扩散塔几何尺寸示意图

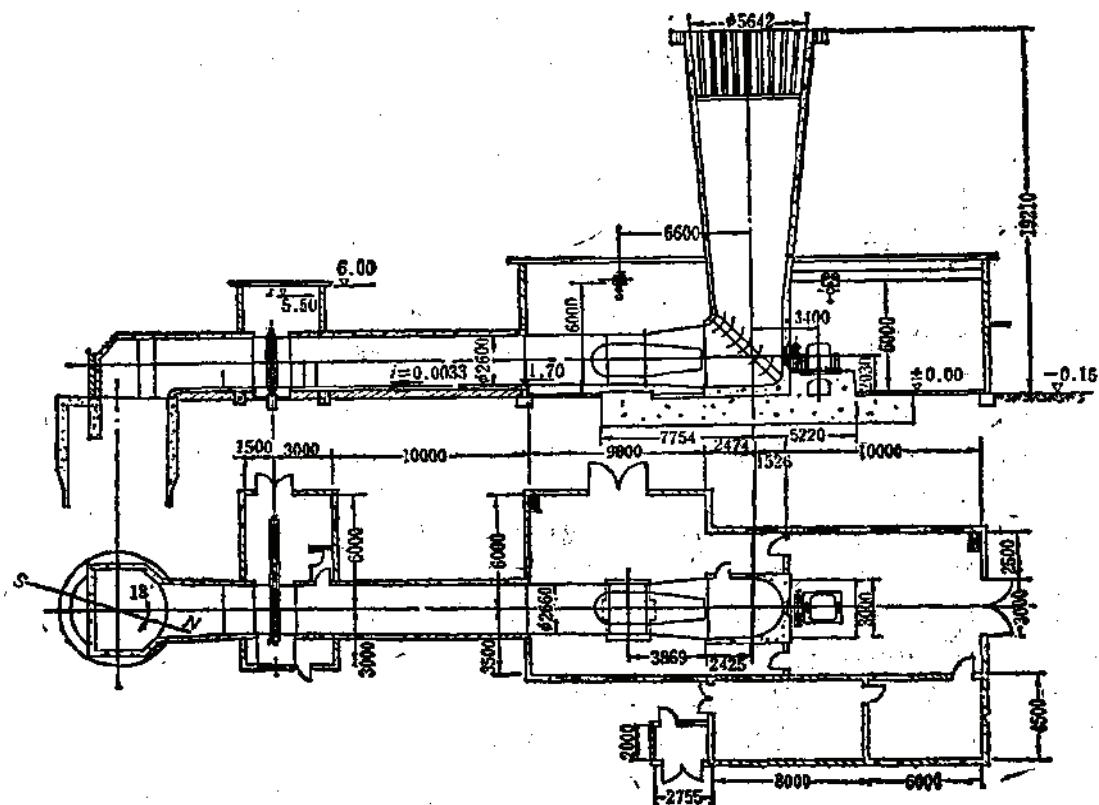


图 1-10-30 GAF-2.66/1.58轴流风机布置图

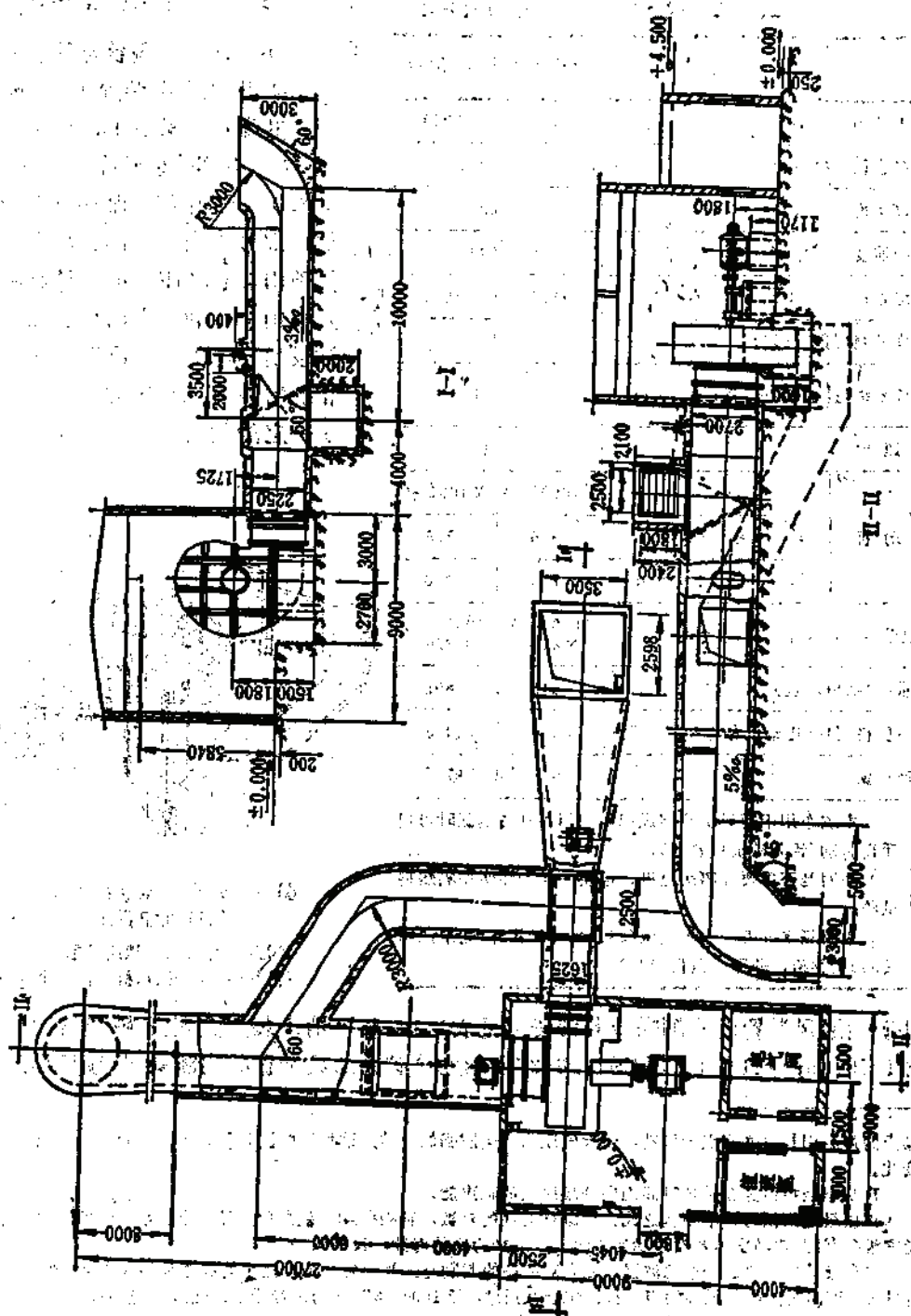


图 1-10-33 G4-73-11 离心风机布置图

JFM型启闭风门绞车

技术规格 表 1-10-12

序号	名 称	JFM-2	JFM-4
1	最大拉力 (kN)	1960	3920
2	卷筒直径 (mm)	320	
3	卷筒宽度 (mm)	260	
4	钢丝绳速度 (m/s)	0.066	
5	钢丝绳直径 (mm)	15.5	19.5
6	允许缠绕层数 (层)	1	
7	卷筒容绳量(包括 $2\frac{1}{2}$ 备用圈) (m)	11.5	
8	减 速 比	196	
9	型 号	Y160M ₂ -8	Y160L-8
	功 率 (kW)	5.5	7.5
	转 速 (r/min)	750	750
10	外形尺寸(长×宽×高) (mm)	1840×750×820	1960×750×820
11	质量(包括电动机) (kg)	813	891
12	设备价格(包括电动机和电控) (元)	5500	6000
13	生产厂家	锦州矿山机械厂	
14	备 注	1. 本绞车用于通风机启闭风门和闸门不具备电源时可用手动驱动(锦州矿机厂资料); 2. 注明是否需要非隔爆电机、电控, 如未注明按隔爆型供给; 3. 注明隔爆电机、电控电压(380伏、660伏), 如未注明按380伏供给, 非隔爆只供380伏	

10.1.5 通风装置的噪声●治理

10.1.5.1 现状与卫生标准

矿井主通风装置属强噪声源, 其噪声一般在90dB(A)左右, 有的甚至高达110dB(A)。随着环境保护事业的发展, 部分矿山如唐山、门头沟、平顶山、赵各庄、淮南等煤矿以及梅山、程潮、金山店、赤马、铜录山、丰山、凡口等金属矿已相继增设了消声装置, 并取得了一定的效果。

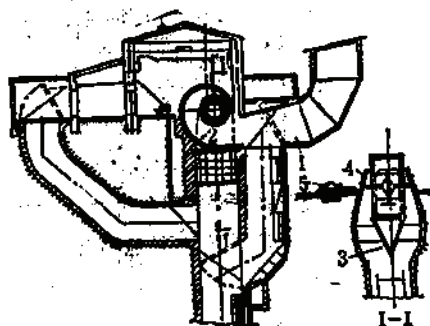


图 1-10-34 座落在风井上的风机配置图

1—锥形扩散器; 2—螺旋扩散器; 3—钢板流线性; 4—吸风机壳; 5—电动机

一些矿山通风装置的实测噪声频谱资料见表1-10-13, 消声装置实测资料见表1-10-14。从图1-10-35, 图1-10-36和图1-10-37所示九个矿井通风装置的实测噪声频谱曲线可

● 噪声的声波引起空气质点的振动, 使大气压力产生压强的波动, 这种压强波动称为声压, 即单位面积的压强变化。

声功率是指声源在单位时间内向外辐射出的总声能。

声压级是声压与基准声压之比, 取以10为底的对数, 再乘以20, 就是声压级的分贝数(dB)。同理, 声功率级(dB)是声功率与基准声功率之比, 取以10为底的对数, 再乘以10。

在声级计中, 安装一个滤波器, 使它对频率的判别与人耳感觉相似, 这个滤波器称为A计权网络。当声音进入A网络时, 中、低频的声音按比例衰减通过, 而1000Hz以上的声音无衰减通过。这种被A网络计权后的声压级, 称为A声级, 记作dB(A)。

目前, GB2888-82《风机和罗茨鼓风机噪声测量方法》和机械工业部标准《通风机噪声限值》都采用了比A声级来评价通风机的噪声特性。为了比较不同系列型号和不同特性参数的通风机的噪声特性, 引入了比A声级 L_{SA} , 即通风机单位流量、单位全压产生的A声级。同理也可引入比倍频带声压级 L_{SPi} (dB)及比A声功率级 L_{SWA} (dB)。

通风装置实测噪声频谱资料

表 1-10-13

矿 山 名 称	风 机 型 号	频谱分析图见图号	风机室噪声 dB(A)
牛马司煤矿铁箕山工区	4-72-11№16	图1-10-35,线1	85
利民煤矿四工区	4-72-11№16	图1-10-35,线2	85
金竹山煤矿一工区东风井	4-72-11№20	图1-10-35,线3	88
程潮铁矿东风井	G ₄ -73-11№28	图1-10-36,线1	90.5
丰山铜矿南风井	70B ₂ -21№28	图1-10-36,线2	95
大冶尖林山铁矿	G ₄ -73-11№28	图1-10-36,线3	89
大冶赤马山矿西风井	2BY-18	图1-10-37,线1	
大冶赤马山矿东风井	2BY-18	图1-10-37,线2	
铜录山矿南风井	70B ₂ -11№18	图1-10-37,线3	
京西矿务局王平村花根坡	K-06-24		(风机噪声)89

消声装置实测资料

表 1-10-14

矿 山 名 称	风 机 型 号	消 声 器 结 构				噪声声级[dB(A)]		
		形式	材 料	片 间 距 (m)	长 度 (m)	消 声 器 入 口	消 声 器 出 口	消 声 量
平 顶 山 四 矿	70B2-21 №18	片式	甘蔗板木材	0.2	6	121	94	27
七 矿		片式	消 声 砖					
梅山铁矿	70B2-21 №28	片式	甘 蔗 板	0.25~0.5	7	112	91	21
门头沟黑山井	70B2-21 №18	片式	甘 蔗 板	0.25~0.5	6.8	95	79	16
铜 官 山	70B2-21 №24	片式	棕毛木材	0.2~0.4	4	112	101	11
大冶赤马山矿东风井	2BY-18	片式	矿渣膨胀珍珠岩吸声砖	0.25	6	114	86	28
大冶赤马山矿西风井	2BY-18	片式	矿渣膨胀珍珠岩吸声砖	0.25	5	109	81	28
铜录山矿南风井	70B2-11№18	片式	矿渣膨胀珍珠岩吸声砖	0.36	5	112	89	23
金山店铁矿西付井	70B2-21№28	片式	矿渣膨胀珍珠岩吸声砖			116	75	29
平顶山五矿1号风机	2BY-28		Z8型			124	97	27
淮南李一矿	2BY-28		蛭石吸声体			消声量108	消声量80	28

见噪声频率属低中频。

按照《工业企业噪声卫生标准》的规定,新建、扩建、改建的通风机房其噪声不得超过85dB(A),同时满足与噪声评价数 N_{85} 相对应的各倍频程的声压级 L_{p_i} 值的要求。 L_{p_i} 值参看表1-10-15。

10.1.5.2 风机噪声的计算

通风机在最高效率工况点运转时的A声级可按下式计算:

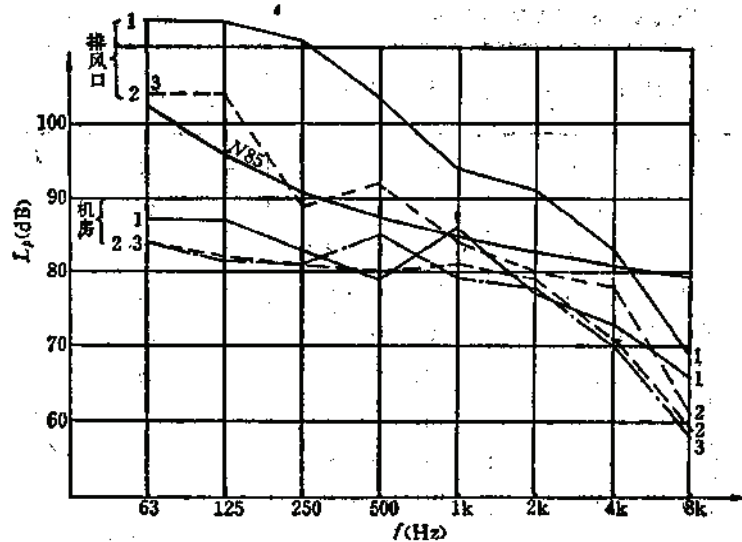


图 1-10-35 通风装置实测噪声频谱图之一

1—牛马司煤矿; 2—利民煤矿; 3—金竹山煤矿

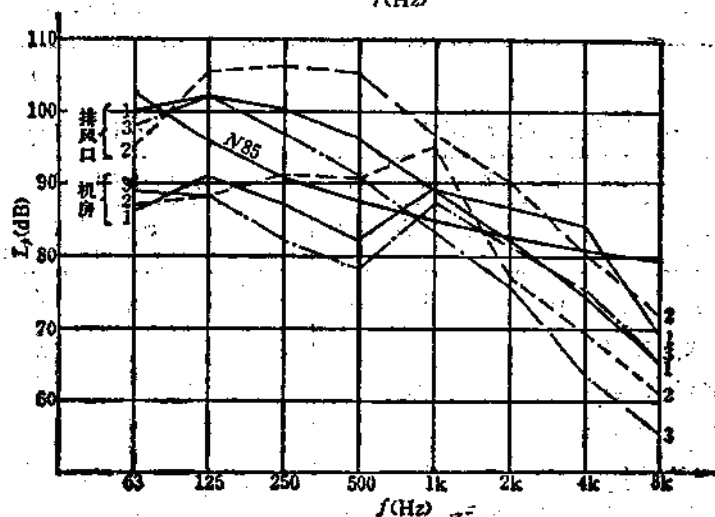


图 1-10-36 通风装置实测噪声频谱图之二

1—程潮东风井; 2—丰山南风井; 3—尖林山铁矿

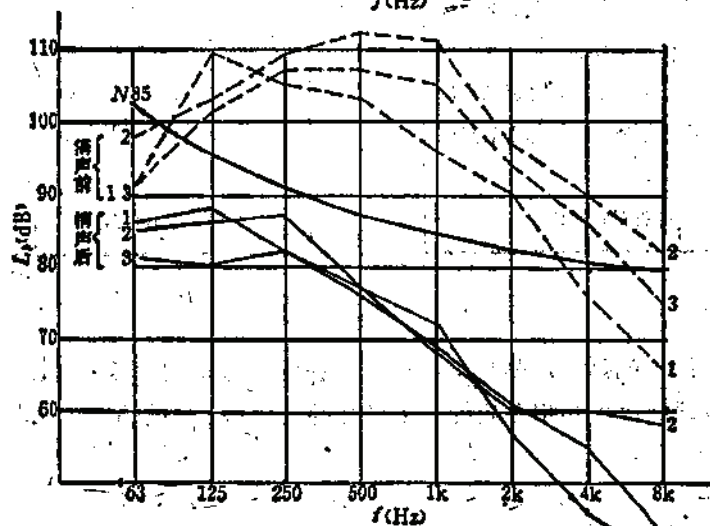


图 1-10-37 通风装置噪声治理后噪声频谱图

1—赤马山矿西风井; 2—赤马山矿东风井; 3—铜录山矿南风井

L_p 值[dB(A)]

表 1-10-15

中心频率(Hz) N	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000
					1K	2K	4K	8K
80	98.7	91.6	86.4	82.72	80	77.7	75.9	74.4
85	102.65	95.95	91.05	87.59	85	82.775	81.025	79.55
90	106.6	100.3	95.7	92.46	90	87.85	86.15	84.7
45	71.05	61.15	53.85	48.63	45	42.18	40.03	38.55
50	75	66.5	58.5	53.5	50	47.25	45.15	43.5

$$L_A = L_{SA} + 10 \lg QH^2 + 19.8 \quad (1-10-18)$$

式中 L_A ——通风机在最高效率工况点运转时的A声级, dB,

L_{SA} ——通风机在最高效率工况点运转时的比A声级, (见表1-10-16), dB,

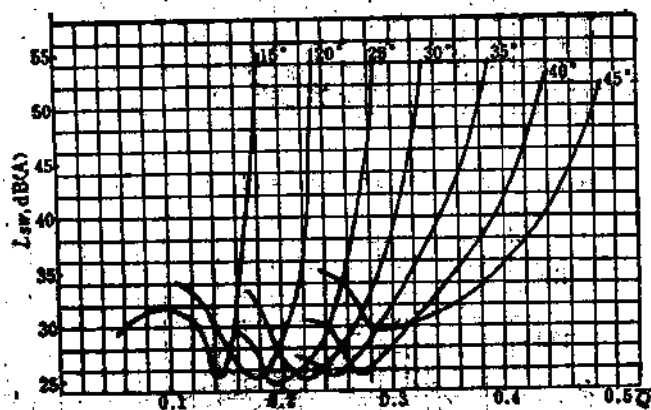
Q ——风机运转时的风量, m^3/min ,

H ——风机运转时的全压, Pa。

同一系列的风机其噪声可以比A声级表示。风机的比A声级与其运转工况有关, 运转工况的效率越高, 比A声级越小。

2K60型轴流风机的比A声功率级参看图1-10-38~图1-10~40; 噪声频谱参看图1-10-41。声场不同, 计算声功率级的方法也不同。一般声场声功率级

$$L_w = L_p - 10 \lg \left(\frac{1}{2\pi r^2} + \frac{4}{R} \right)$$

图 1-10-38 2K60风机 ($Z_1=14$, $Z_2=7$) 比声功率级

通风机最高效率工况点的比A声级限值

表 1-10-16

通风机型式	比A声级 L_{SA} (dB)	通风机型式	比A声级 L_{SA} (dB)
前向叶片离心通风机	27	径向叶片离心通风机	25
后向板型叶片离心通风机	30	轴流通风机	38
机翼型叶片离心通风机	25		

式中 L_p 为测点平均声压级(dB), r 为测点距声源的距离(m), $R = \frac{S\alpha}{1-\alpha}$ 为常数, S 为测试房间内总面积 (m^2), α 为房间内各内表面积的平均吸声系数。

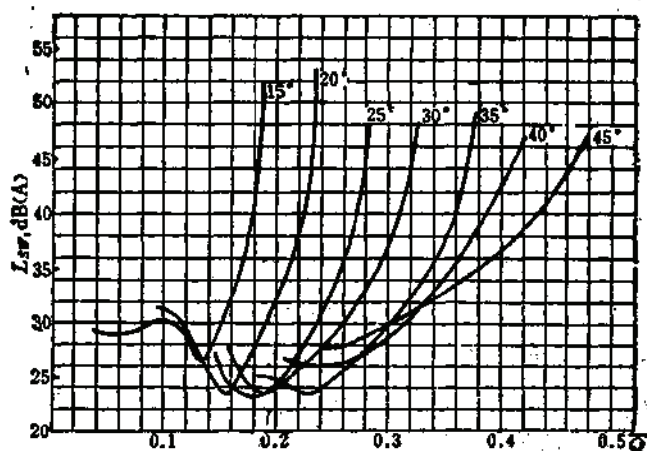


图 1-10-39 2K60 风机 ($Z_1=7, Z_2=7$) 比声功率级

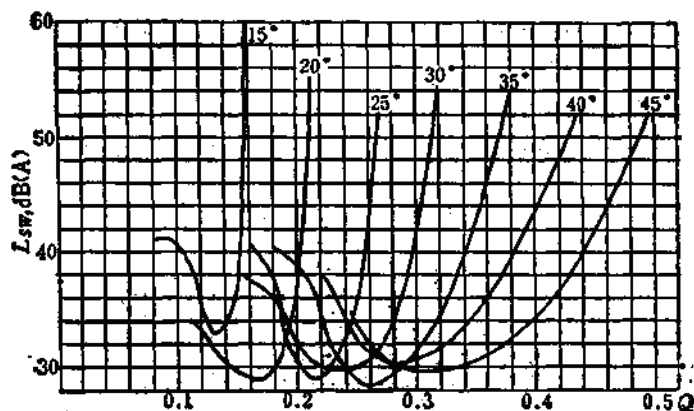


图 1-10-40 2K60 风机 ($Z_1=14, Z_2=14$) 比声功率级

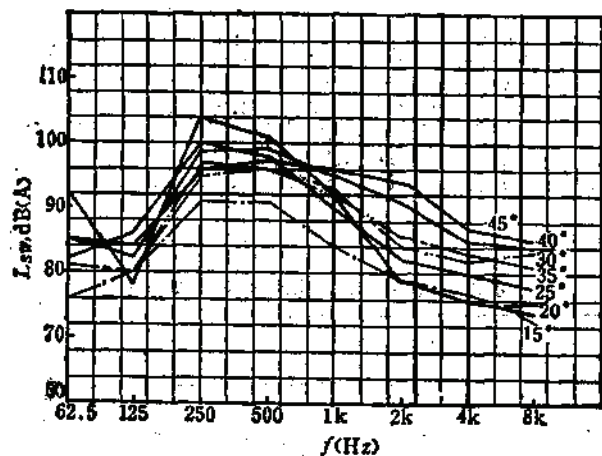


图 1-10-41 2K60 风机 ($Z_1=14, Z_2=14$) 噪声频谱

倍频带声压级按下式计算:

$$L_{pi} = L_{spi} + 10 \lg QH^2 + 19.8 \quad (1-10-19)$$

式中 L_{pi} ——第*i*个倍频程声压级, dB,

L_{spi} ——风机的比倍频带声压级, dB。

如缺少风机的比倍频带声压级资料, 则风机的倍频带声压级可按下式估计:

$$L_{pi} = L_A - \Delta L_{A, pi} \quad (1-10-20)$$

式中 $\Delta L_{A, pi}$ ——第*i*个倍频程声压级与A声级的差值, dB, 见表1-10-17。

$\Delta L_{A, pi}$ 值 (dB) 表 1-10-17

风机类型	转速 (r/min)	倍频带中心频率 (Hz)							
		63	125	250	500	1K	2K	4K	8K
前向叶片离心通风机9-19	980~1500	2	-1	-5	1.5	6	10	9.5	21.5
前向叶片离心通风机9-26	980~1500	4.5	2	0.5	1	6	9.5	11.5	14
后向板型叶片离心通风机5-48	980~1500	6	6.5	4.8	4.2	4	8.2	15.1	23.1
机翼型叶片离心通风机4-68	980~1500	4.9	6	2.3	4.2	3.7	1.5	12.2	18.3
径向叶片离心通风机6-48	980~1500	4	4	-2.5	4.4	5.4	8.3	11.6	19.5

多台风机并联或串联运转时, 总声压级应按下述方法计算, 首先计算其中任意两台风机的叠加声压级, 再以此值计算与第三台风机的叠加声压级, 如此逐台叠加, 直至最后一台。两台风机的叠加声压级按下式计算:

$$L_e = L'_i + \Delta L \quad (1-10-21)$$

式中 L_e ——两台风机的叠加声压级, dB,

L'_i ——两台风机中较高的声压级, dB,

ΔL ——附加声压级, dB, 见表(1-10-18)。

ΔL 值 表 1-10-18

两台风机声压级的差值 (dB)	0	1	2	3	4	5	9
ΔL (dB)	3.0	2.0	2.2	1.5	1.5	1.0	0.5

10.1.5.3 消声装置及消声器

消声、隔声和吸声是消除噪声的常用方法。

机械噪声主要由机壳向外传播, 一般多用隔声材料将机壳密封的办法隔离噪声。在设计机壳隔声室时, 应考虑到维护检修风机叶轮的要求, 当风机震动较大时, 尚应考虑采取减震措施。

在轴流通风机的金属扩散筒上钻孔并在孔中装入玻璃丝是吸声方法之一。在机房和风道内壁装贴柔软多孔的吸声材料或采用“拉毛”的方法, 也可起到一定的吸声效果。

对于空气动力噪声一般多在风道中装设片式阻性消声装置以降低噪声。消声装置的位置, 在抽出式通风系统中, 装在排风道一侧, 如入风井有提升任务, 为避免噪声损害井口工作人员的健康, 则在进、排风道都装设(如平顶山七矿、五矿、金山店铁矿)。

消声装置布置图见图1-10-42和图1-10-43。

沈阳鼓风机厂生产与2K60型轴流风机配套的消声器。上海鼓风机厂生产与GAF型轴

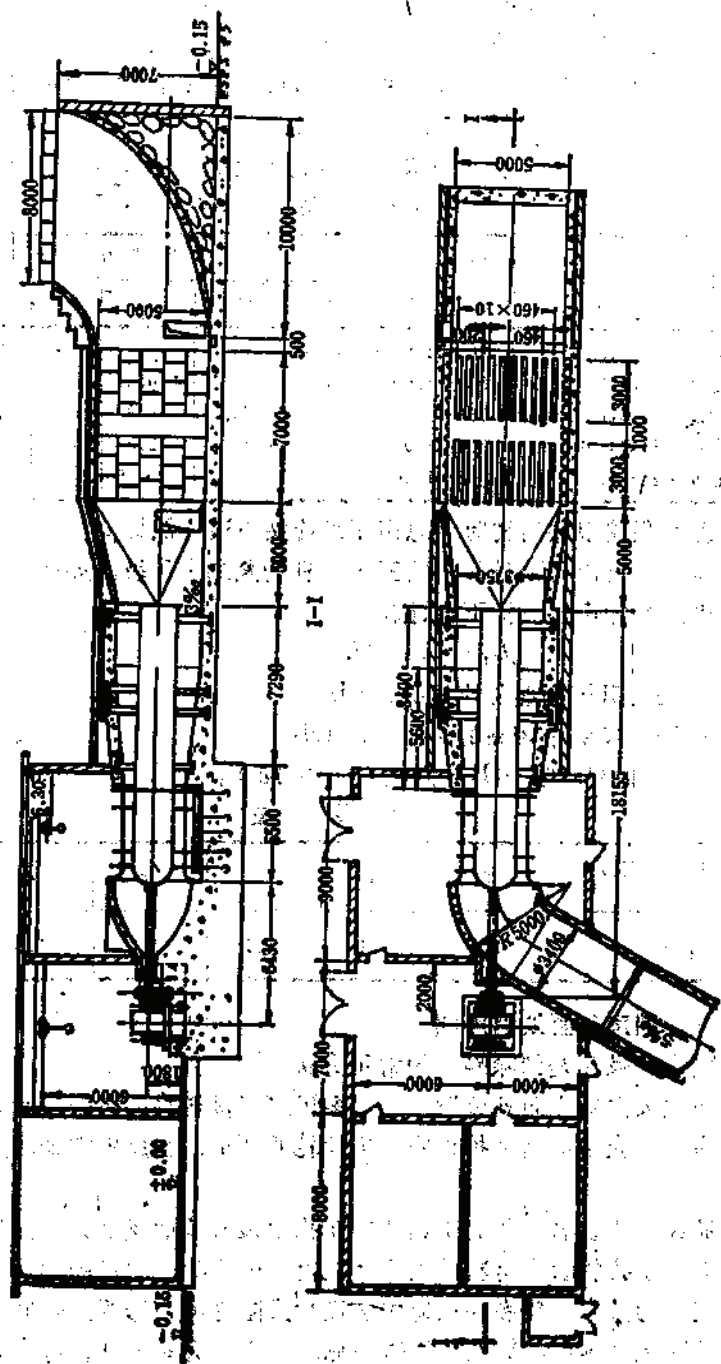


图 1-10-42 2K60抽流风机及消声器装置布置图

流风机配套的消声器。该消声器适用于风量为 $5 \sim 600 \text{ m}^3/\text{s}$ ，消声量为 $20 \sim 45 \text{ dB(A)}$ ，阻力损失小于 245 Pa ，每台价值5千至20万元。

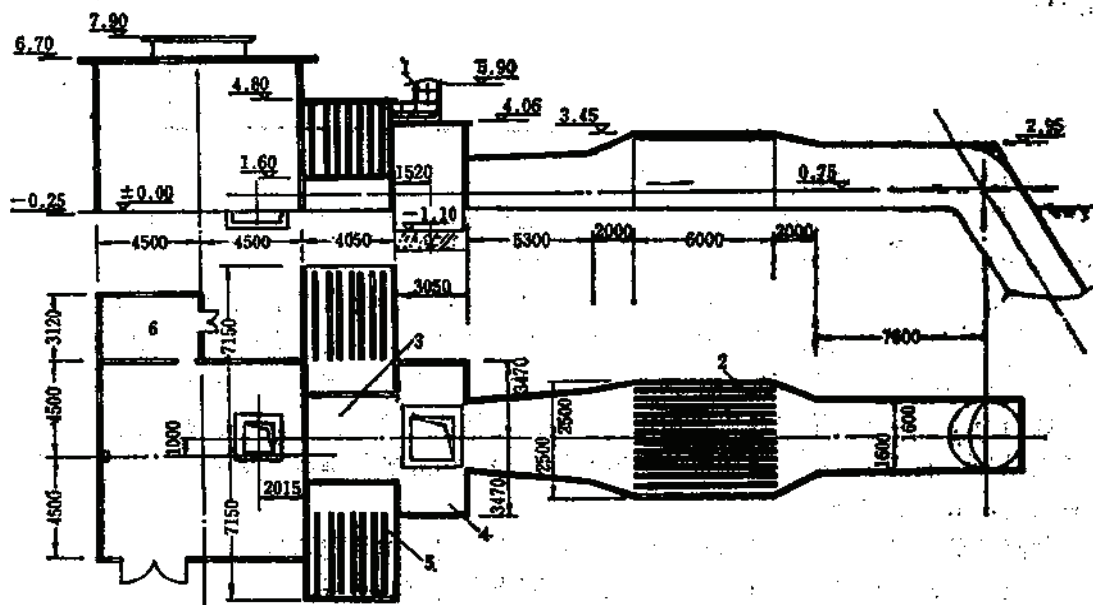


图 1-10-43 金山店铁矿西副井通风机房消声装置布置图

1—空腔吸声室(材料: 穿孔率为30%的 $\delta=1$ 的铝板夹超细玻璃棉); 2—片式阻性消声器(材料: 甘蔗板); 3—连风室; 4—隔声室; 5—新加片式阻性消声器(材料: 矿渣膨胀珍珠岩吸声砖); 6—值班室

武汉鼓风机厂生产的ZDL型中低压离心通风机消声器部分产品规格见表1-10-19。

ZDL型中低压离心通风机系列消声器

表 1-10-19

消声器 编 号	截面尺寸		片数	片型	10lgS _s dB(A)	流 速 V = 10 m/s 通过流量 (m ³ /h)	通流面积 (m ²)	质 量 (kg)		参考价格 (元)	
	(mm)							长 度		长 度	
	高	宽						1 m	1.5 m	1 m	1.5 m
14	2250	2700	9	o	+4.8	109332	3.037	1830	2570	7320	10280
15	2700	3000	10	o	+6	145800	4.05	2210	3110	8840	12440
16	2700	3600	12	o	+6.9	174860	4.86	2530	3580	10120	14320
17	3000	4200	14	o	+8	226800	6.3				
18	4000	4600	16	o	+9.4	316800	8.8				

注: 制造厂: 武汉鼓风机厂。

片式消声装置的长度按下式计算:

$$l = \frac{\Delta L \cdot a}{\varphi(\alpha)} \quad (1-10-22)$$

式中 l ——消声装置的有效长度, m;

ΔL ——需要消除的声量, dB(A);

a ——消声装置中各片之间的净空距离, m。一般取 $0.25 \sim 0.35 \text{ m}$;

α ——吸声材料的吸声系数;

$\varphi(\alpha)$ ——消声系数,按吸声系数选取。见表1-10-20。

 $\varphi(\alpha)$ 值

表 1-10-20

α	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6~1.0
$\varphi(\alpha)$	0.1	0.2	0.35	0.5	0.65	0.9~1.5

10.1.5.4 吸声材料

平顶山四矿、梅山铁矿、门头沟矿等矿早期都是用甘蔗板制作矿井通风的消声装置。实践证明这种材料既不防潮,又不耐用,故已被淘汰。

膨胀珍珠岩吸声砖以及矿渣膨胀珍珠岩和水玻璃膨胀珍珠岩具有无毒无味,不燃,不霉烂、受潮后吸声性能变化不大等优点,比较适合于矿井通风的使用条件。平顶山七矿、赤马山矿、金山店铁矿等矿都先后采用这种砖建成消声装置,收到明显的效果。

经石空芯吸声体与膨胀珍珠岩相比,吸声性能稍差,抗压强度低,但防潮、耐燃、抗腐蚀性性能稍好。淮南李一矿主通风机的消声装置,平顶山五矿在排风道及机壳隔声罩都采用这种材料,效果都很好。

超细玻璃棉多用于吸收低频噪声的共振式消声装置,作为充填材料。平顶山七矿、四矿以及金山店铁矿均用这种材料作通风风机壳隔声室的充填材料。

陶粒消声砖是新研制成的一种吸声砖,吸声系数比珍珠岩高,但质量稍重。也适合于矿井通风的使用条件。

各种消声材料的性能参见表1-10-21。

吸声材料性能表

表 1-10-21

名 称	吸 声 系 数						容 重 (kg/m ³)	抗 压 强 度 (kPa)	片间距为 0.25~0.35m 时消声装置每 米长的近似消 声量[dB(A)]	单价 (元/ m ²)	生 产 厂	
	中心频率(Hz)											
	125	250	500	1K	2K	4K						
厚12mm甘蔗板	0.09	0.19	0.26	0.37	0.23	0.21	220		2~1.5		上海吸音材料厂	
矿渣膨胀珍珠岩							600~700	480~980	6~4		北京水泥砖瓦厂	
膨胀珍珠岩	0.36	0.39	0.44	0.50	0.55	0.55	350	686~980	6~4		长沙保温材料厂、常州康压轻质建筑材料厂	
水玻璃膨胀珍珠岩	0.45	0.58	0.63	0.65	0.62	0.58		1270~1470	7~5			
超 石 空 芯 吸 声 体	φ100×50	0.32	0.44	0.4	0.42	0.48	0.4		390	5~3	220	山东单县保温材料厂
	φ100×100	0.4	0.55	0.47	0.53	0.48	0.25		390	5~3		
	φ100×150	0.35	0.4	0.49	0.35	0.48	0.25		390	5~3		
超 细 玻 璃 棉	厚2.5cm	0.02	0.07	0.22	0.59	0.94	0.94	20				天津玻璃厂
	厚5cm							20				
	厚10cm							20				
陶粒吸声 砖	A型	0.5~0.7					800~900	980	7~5	405	北京陶粒厂	
BT85型	B型						800~900	1470	7~5	450		

10.2 矿井空气预热

竖井、斜井和平峒作为进风井,在严寒的季节里,如有淋帮水,则可能出现冰冻的现象。为防止冰冻造成的事故发生,当室外空气计算温度等于或低于表1-10-22所列温度时,应设空气预热设施。

室外空气计算温度

表 1-10-22

风 井 名 称	竖 井	斜 井	平 峒
室外空气计算温度($^{\circ}\text{C}$)	-4	-5	-6

10.2.1 矿井防冻设计的主要参数

(1) 室外空气计算温度,一般按如下规定选取;

竖井:取当地最近二十年内的极端最低温度;

平峒:取当地最近二十年内的极端最低温度和采暖室外计算温度的平均值;

斜井:取竖井和平峒室外空气计算温度的平均值。

(2) 加热空气用的热介质一般采用表压大于295kPa的饱和蒸汽或90~130 $^{\circ}\text{C}$ 的热水。

(3) 加热后的空气温度根据送气地点不同选取;

送往竖井:取50~70 $^{\circ}\text{C}$;

送往斜井、平峒:取40~60 $^{\circ}\text{C}$;

送往井口房:用通风机输送时,取30~50 $^{\circ}\text{C}$;不用通风机输送时,取15~30 $^{\circ}\text{C}$ 。

(4) 冷热风混合后的温度不得低于2 $^{\circ}\text{C}$,一般取2 $^{\circ}\text{C}$ 。

(5) 空气通过加热器的质量流速 v_r ,用通风机输送, $v_r=4\sim 10\text{kg}/(\text{m}^2\cdot\text{s})$;不用通风机输送, $v_r=2\sim 4\text{kg}/(\text{m}^2\cdot\text{s})$ 。

(6) 加热器的散热面积宜留有20~30%的富裕能力,空气阻力宜预留10%作为备用。

10.2.2 暖 风 方 式

10.2.2.1 不设通风机,冷热风在井口房混合方式

井口房密闭,在矿井主通风机的作用下,井口房内的压力低于室外的压力,从而使总进风量的大部分通过加热器加热,温度提高到15~30 $^{\circ}\text{C}$,进入井口房内与进风量中的另一部分冷空气混合,达到2 $^{\circ}\text{C}$,进入井下。布置形式见图1-10-44。

采用这种暖风方式时,应尽量将加热器布置在冬季主导风向的迎风一侧。

10.2.2.2 设通风机,冷热风在井口房混合方式

用通风机驱使矿井总进风量的大部分通过加热器加热,使空气加热到30~50 $^{\circ}\text{C}$,然后进入井口房与另一部分进风量混合,达到2 $^{\circ}\text{C}$,借矿井的负压进入井下,布置形式见图1-10-45。

采用这种暖风方式时,井口房须密闭。

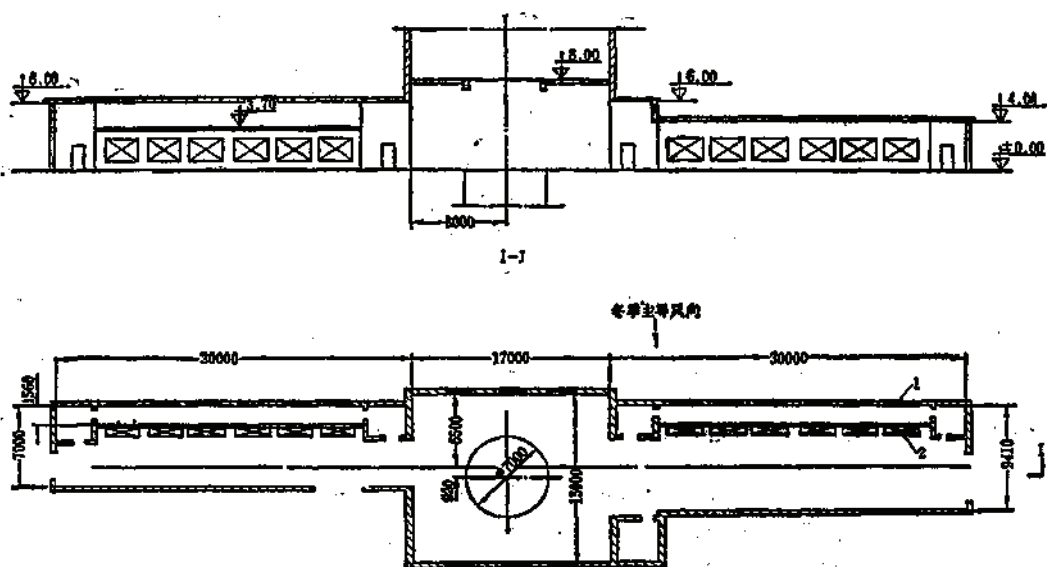


图 1-10-44 不设通风机，冷热空气在井口房混合方式
1—百页窗；2—加热器

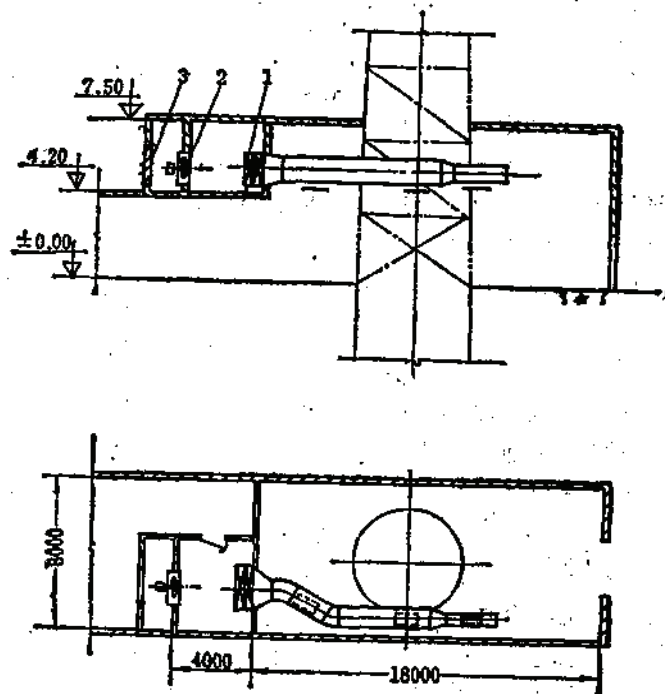


图 1-10-45 设风机，冷热空气在井口房混合方式
1—加热器；2—风机；3—百页窗

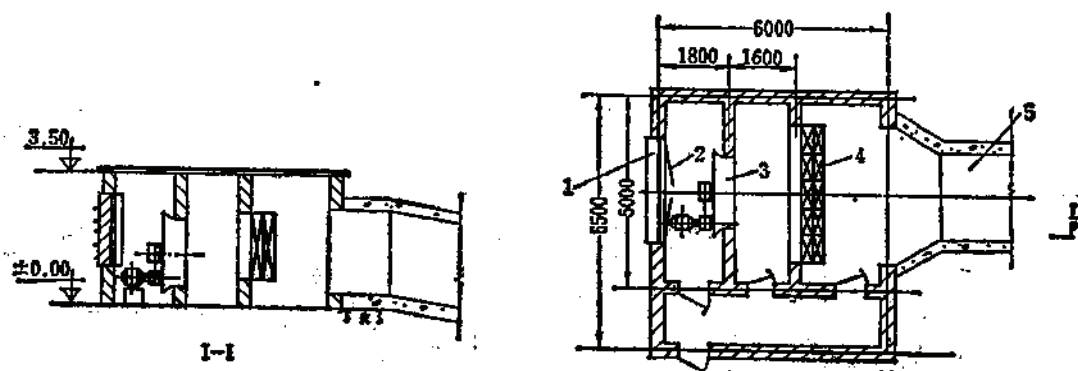


图 1-10-46 空气加热室 (通风机设在冷风侧)

1—百页窗; 2—防冲窗; 3—风机; 4—加热器; 5—斜井

10.2.2.3 设通风机, 冷热风在井筒内混合方式

将矿井总进风量的一小部分 (一般约为15~40%) 通过加热器使其温度提高到40~70℃后, 在井筒内与另一部分进风量混合成2℃。由于有通风机输送, 空气通过加热器的质量流速一般为5~8kg/(m²·s), 最高可达8~12kg/(m²·s), 因此加热器的利用率较高, 加热器配置的数量较少。布置形式见图1-10-46和图1-10-47。

压入式风井的空气加热方式, 实质上属于这种方式, 它利用矿井主通风机输送空气通过加热器加热, 而不另设专机。一般加热器布置在通风机的吸风侧, 见图1-10-48, 从风塔进入的冷风与加热后的热风在风道内混合成2℃, 经主通风机压入井下。

10.2.3 热交换计算

10.2.3.1 热风量

$$G_2 = G \frac{t_2 - t}{t_1 - t} \quad (1-10-23)$$

式中 G_2 ——需要加热的风量, kg/s;

G ——风井总进风量, kg/s;

t ——室外空气计算温度, °C;

t_1 ——热风的温度, °C;

t_2 ——冷热风混合后的温度, °C。

10.2.3.2 耗热量

$$Q_1 = K_1 \times G \times \rho_2 \times c (t_1 - t) \quad (1-10-24)$$

当大气压力为101.325kPa, $t_1 = 2^\circ\text{C}$

$$Q_1 = 1.284 \times K_1 \times G (2 - t) \quad (1-10-25)$$

式中 Q_1 ——耗热量, kW;

c ——空气比热, 1.0kJ/(kg·°C);

ρ_2 ——冷热风混合后的密度, kg/m³;

K_1 ——附加加热损耗系数。设通风机方式, 取1.05~1.10; 不设通风机方式, 取1.10~1.15; 压入式风井, 取1.15~1.2。

10.2.3.3 空气通过加热器的质量流速

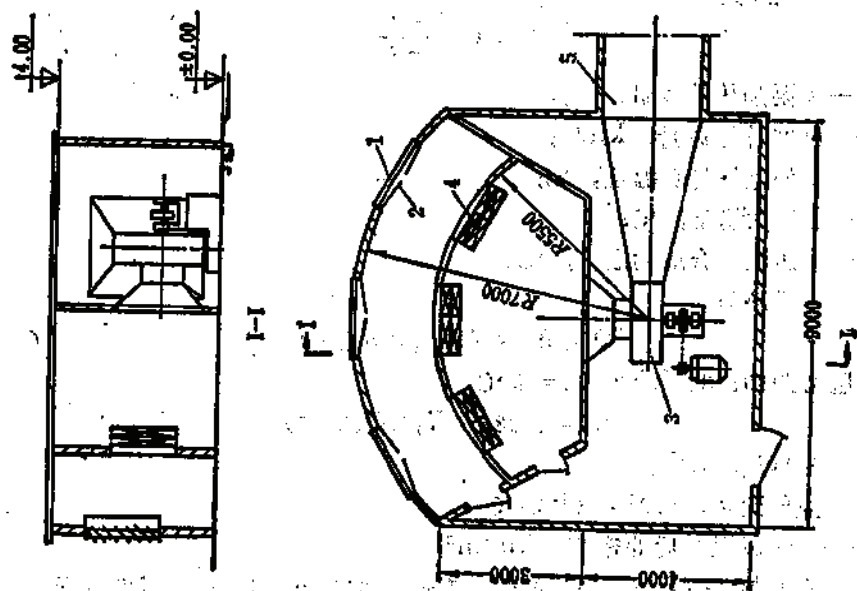


图 1-10-47 空气加热室(通风机设在热风侧)

1—百页窗; 2—防集窗; 3—风机; 4—加热器; 5—风道

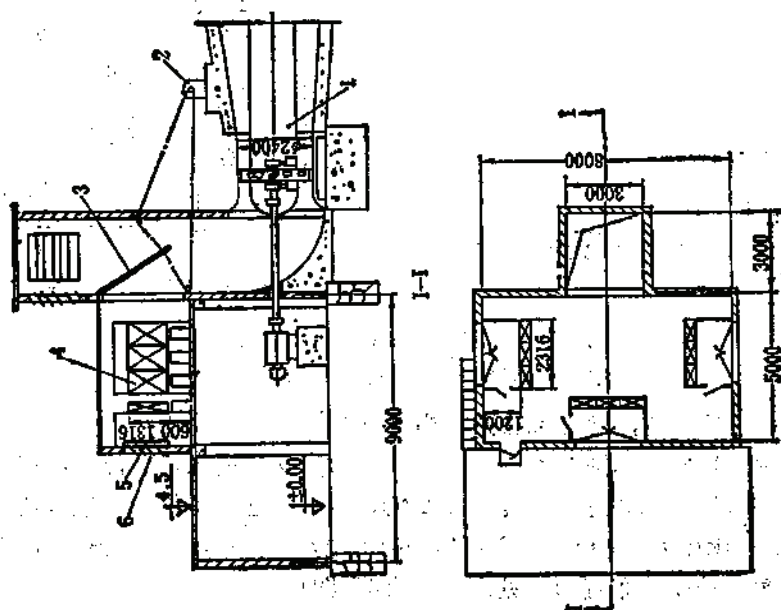


图 1-10-48 压入式风井的空气加热室

1—主通风机; 2—风门绞车; 3—调节风门; 4—加热器; 5—防集窗; 6—百页窗

$$v_r = \frac{G_s}{S_r} \quad (1-10-26)$$

式中 v_r ——空气通过加热器的质量流速, $\text{kg}/(\text{m}^2 \cdot \text{s})$;

S_r ——加热器的通风净截面积, m^2 ;

10.2.3.4 加热器的散热量

$$Q_r = \frac{F_r \times K_r}{1000} \left(t_m - \frac{t_1 + t_2}{2} \right) \quad (1-10-27)$$

式中 Q_r ——加热器的散热量, kW ;

F_r ——加热器的散热面积, m^2 。选择加热器时应留有20~30%的富裕量;

K_r ——加热器的散热系数, $\text{W}/(\text{m}^2 \cdot ^\circ\text{C})$;

t_m ——热介质在加热器内的平均温度, $^\circ\text{C}$ 。当热介质为饱和蒸汽, 蒸汽(表)压力 $< 30 \text{ kPa}$ 时, $t_m = 100^\circ\text{C}$; 蒸汽(表)压力 $> 30 \text{ kPa}$ 时, t_m 等于该压力下的饱和蒸汽温度 $^\circ\text{C}$ 。参看表1-10-23。

蒸汽在加热器内的温度

表 1-10-23

蒸汽(表)压力(kPa)	≤ 30	98	196	245	294	343	392
饱和蒸汽温度($^\circ\text{C}$)	100	119.6	182.8	188.2	192.6	197.2	201.5

当热介质为热水时,

$$t_m = \frac{t_1 + t_2}{2} \quad (1-10-28)$$

式中 t_1 ——热水温度, $^\circ\text{C}$;

t_2 ——回水温度, $^\circ\text{C}$ 。

10.2.3.5 水在加热器内的流速

$$W = \frac{G_s(t_1 - t_2)}{4187 f_r (t_1 - t_2)} \quad (1-10-29)$$

式中 W ——热水在加热器热水管内的流速, m/s ;

f_r ——加热器热水管的净截面积, m^2 ;

4187——水的比热, $\text{kJ}/(\text{m}^3 \cdot ^\circ\text{C})$ 。

10.2.3.6 耗水量

$$G_s = 3600 f_r W \quad (1-10-30)$$

式中 G_s ——热水的消耗量, m^3/h 。

10.2.3.7 空气体积、密度与温度、压力的关系

加热器和通风机的技术数据都是以气温为 20°C , 压力为 101.325 Pa 作为标准状态, 因此必须将不同状态下的空气体积换算成标准状态下的体积。体积换算系数和空气密度见表1-10-24。

10.2.4 常用采暖器材

10.2.4.1 空气加热器

1. SRZ型加热器

适用于蒸汽和热水系统, 以蒸汽作热介质时, 为防止加热器下部因热介质过冷而被冻坏, 宜选用高度低于 1750 mm 的加热器。

SRZ型加热器的主要技术参数见表1-10-25, 散热系数和空气阻力见表1-10-26, 外

空气体积换算系数和密度

表 1-10-24

$V_1 = K_p V = \frac{P}{101.325} V_p$		$V_1 = K_t V = \frac{273}{273+t} V_t$		$\rho_t = \frac{352.99}{273+t}$	
压力 P (kPa)	体积换算系数 K_p	温度 t (°C)	体积换算系数 K_t	温度 t (°C)	空气密度 (kg/m³)
80	0.790	-30	1.206	-30	1.453
90	0.888	-25	1.181	-25	1.423
98.1	0.968	-20	1.158	-20	1.395
100	0.987	-15	1.136	-15	1.368
101.325	1.00	-10	1.114	-10	1.342
		-5	1.093	-5	1.317
110	1.086	0	1.073	0	1.293
120	1.184	5	1.065	5	1.284
130	1.283	10	1.035	10	1.247
140	1.382				
150	1.480	20	1.00	20	1.205
		30	0.967	30	1.165
		40	0.936	40	1.128
		50	0.907	50	1.093
		60	0.880	60	1.060
		70	0.854	70	1.029
		80	0.830	80	1.00

注: V_1 —标准状态下的空气体积, m³;
 V_p —压力为 P (kPa) 的空气体积, m³;
 V_t —温度为 t (°C) 的空气体积, m³;
 ρ_t —温度为 t (°C) 的空气密度, kg/m³。

形尺寸见图1-10-49。

2. GL-II型空气热交换器

适用于热水和蒸汽系统, 该型产品分二排管和四排管两种, 系上海通惠机器厂产品。

GL-II型空气热交换器的基本参数见表1-10-27, 散热系数、空气阻力和排水阻力见表1-10-28, 蒸汽加热性能曲线见图1-10-50, 外形尺寸见图1-10-51。

SRZ型加热器主要技术参数

表 1-10-25

型 号	散 热 面 积 (m²)	通风净 截面积 (m²)	热介质通过 截面积 (m²)	管排数 (排)	连接管 ϕ (mm)	尺 寸(mm)		质 量 (kg)
						A	B	
SRZ 5×6D	10.13	0.164	0.0043	3	32	552	573	54
SRZ 5×6Z	8.78	0.165						48
SRZ 5×6X	6.23	0.168						45
SRZ10×6D	19.92	0.302					1067	68
SRZ10×6Z	17.26	0.306						54
SRZ10×6X	12.22	0.312						76
SRZ12×6D	24.86	0.378	0.0055	3	40	688	1316	113
SRZ 6×6D	15.33	0.231					675	77

续表

型 号	散热面积 (m ²)	通风净 截面积 (m ²)	热介质通过 截面积 (m ²)	管排数 (排)	连接管 Φ (mm)	尺 寸(mm)		质 量 (kg)
						A	B	
SRZ 6×6Z	13.29	0.234	0.0055	3	40	688	675	69
SRZ 6×6X	9.43	0.239						63
SRZ10×6D	25.13	0.381						115
SRZ10×6Z	21.77	0.385					1067	103
SRZ10×6X	15.42	0.393						93
SRZ12×6D	31.35	0.475						139
SRZ15×6D	37.73	0.572					1571	164
SRZ15×6D	32.67	0.579						146
SRZ15×6X	23.13	0.591						139
SRZ 7×7D	20.31	0.320	0.0083	3	50	772	776	97
SRZ 7×7Z	17.60	0.324						87
SRZ 7×7X	12.48	0.329						79
SRZ10×7D	28.59	0.450					1067	129
SRZ10×7Z	24.77	0.456						115
SRZ10×7X	17.55	0.464						104
SRZ12×7D	35.67	0.553					1316	156
SRZ15×7D	42.93	0.676						183
SRZ15×7Z	37.13	0.685					1571	164
SRZ15×7X	26.32	0.698						145
SRZ17×7D	49.90	0.788					1816	210
SRZ17×7Z	43.21	0.797						187
SRZ17×7X	30.58	0.812						169
SRZ22×7D	62.75	0.991	0.0083	3	70		2268	260
SRZ15×10D	62.14	0.921	0.0083	3	70	1065	1571	255
SRZ15×10Z	52.95	0.932						227
SRZ15×10X	37.48	0.951						203
SRZ17×10D	71.06	1.072					1816	293
SRZ17×10Z	61.54	1.085						260
SRZ17×10X	43.56	1.106						232
SRZ20×10D	81.27	1.226					2068	331

续表

表面 管数	B (mm)	基 本 参 数	表面管 排数	长(mm)	600	750	1050	1350	1950
				内截面积 (cm ²)	1.54				
				A (mm)	700	850	1150	1450	2050
10	474	质 量 (kg)	2/4		28/50	33/59	41/73	50/90	72/129
15	669	散热面积 (m ²)	2		11.72	14.58	20.34	26.12	37.62
		散热面积 (m ²)	4		23.44	29.16	40.68	52.24	75.24
		受风表面积 (m ²)	2, 4		0.372	0.463	0.645	0.828	1.192
		通风净截面积 (m ²)	2, 4		0.197	0.245	0.342	0.438	0.632
		进出管接头 (mm)	2, 4		50	50	50	50	50
		质 量 (kg)	2/4		46/83	53/95	68/122	82/148	111/200
24	1020	散热面积 (m ²)	2		18.8	23.32	32.54	41.80	60.20
		散热面积 (m ²)	4		37.6	46.64	65.08	83.60	120.40
		受风表面积 (m ²)	2, 4		0.585	0.729	1.016	1.307	1.881
		通风净截面积 (m ²)	2, 4		0.310	0.388	0.538	0.693	0.998
		进出管接头 (mm)	2, 4		50	50	50	50	50
		质 量 (kg)	2/4		57/102	79/142	101/182	122/220	164/295

CL-II型热交换器的散热系数、空气阻力和排水阻力

表 1-10-28

热介质	散热系数[W/(m ² ·°C)]									
	$K_s=31.8v_r^{0.46}\times W^{0.3}$									
	W (m/s)	v_r (kg/(m ² ·s))								
2		3	4	5	6	7	8	9	10	
热水	0.05	9.8	11.8	13.5	14.9	16.2	17.4	18.5	19.6	20.8
	0.1	13.86	16.7	19.07	21.13	22.68	24.66	26.23	27.69	29.05
	0.2	19.6	23.6	26.98	29.88	32.48	34.48	37.09	39.16	41.1
	0.3	24	28.9	33.02	36.59	39.80	42.72	45.43	47.96	50.34
	0.4	27.72	33.4	38.13	42.26	45.95	49.33	52.45	55.37	58.12
	0.5	31.0	37.35	42.63	47.24	51.33	55.15	58.65	61.91	64.99

热介质	单排管空气阻力*(Pa)									单排管排水阻力*(Pa)					
	$H_s=0.84v_r^{1.063}$									$H_d=10.79W^{1.064}$					
	v_r [kg/(m ² ·s)]									W (m/s)					
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	0.05	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5
热水	3.05	6.50	11.10	16.82	23.62	31.47	40.35	50.24	61.13	0.04	0.15	0.55	1.16	2.0	3.0

注: * 当为n排管时, 应乘以n。

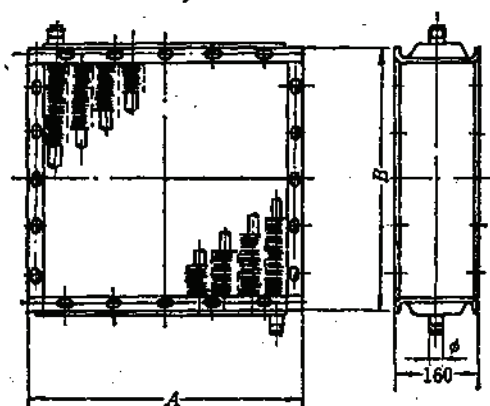


图 1-10-49 SRZ型加热器

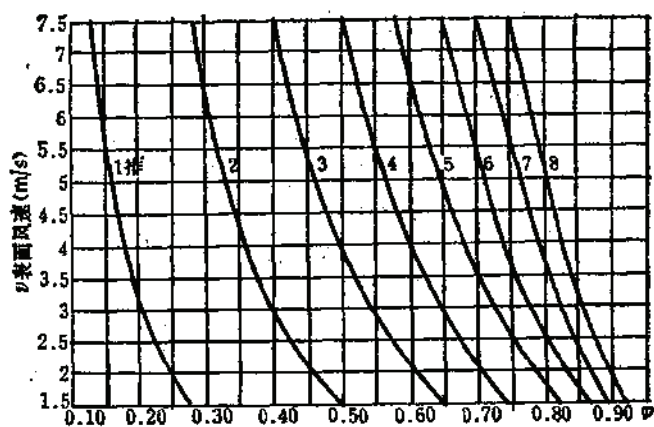


图 1-10-50 GL-II型蒸汽加热性能曲线

$$\varphi = \frac{\text{出风温度} - \text{进风温度}}{\text{蒸汽温度} - \text{进风温度}}$$

蒸汽温度 = 排管进气压力下的饱和蒸汽温度

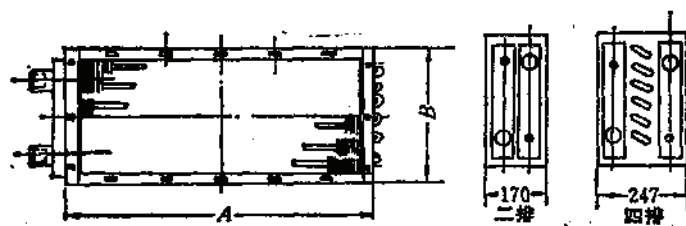


图 1-10-51 GL-II型空气热交换器

10.2.4.2 百页窗

为防止杂物随风流进入空气加热室,在空气加热室进风口处应设置百页窗。

百页窗的面积:

$$S_b = \frac{G_s}{\rho_s v_s} \quad (1-10-31)$$

式中 S_b ——百页窗的有效面积, m^2 ;

ρ_s ——在室外计算温度下的空气密度, kg/m^3 ;

v_s ——空气通过百页窗的流速, m/s 。一般取 $4 \sim 8 m/s$ 。

空气通过百页窗的阻力:

$$H_b = \zeta \frac{v_s^2 S_b}{2} \quad (1-10-32)$$

式中 H_b ——空气阻力, Pa ;

ζ ——阻力系数,见表1-10-29。

阻力系数 ζ

表 1-10-29

S_b/S_s	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8
ζ	6.8	4.0	2.3	1.4	0.9

注: S_s 系百页窗的几何面积, m^2 。

角钢框钢百页窗规格见表1-10-30。

有效进风面积表(角钢窗框、百页角度 45°)

表 1-10-30

窗 号	面 (m ²) 积	窗 号	面 (m ²) 积	窗 号	面 (m ²) 积
0606	0.21	1209	0.73	1806	0.70
0609	0.33	1212	1.02	1808	1.13
0612	0.46	1215	1.28	1812	1.56
1006	0.37	1218	1.56	1815	1.98
1009	0.60	1506	0.58	1818	2.42
1012	0.83	1509	0.93	2106	1.33
1015	1.05	1512	1.28	2112	1.84
1018	1.23	1515	1.83	2115	2.34
1208	0.45	1518	1.98	2118	2.64

注: 固定无钢板网窗代号为 A_{11} ; 固定有钢板网窗代号为 A_{12} 。网孔 9×25 厚 0.6。编号举例: 无钢板网窗, 洞口 $1000(\text{宽}) \times 1800(\text{高})$ 窗编号为 A_{11} ~1018。

10.2.4.3 疏水阀

选择疏水阀时,一般使疏水阀的实际疏水能力为加热器正常运行时凝结水量的 K 倍。当蒸汽(表)压力 $P \geq 200 kPa$ 时, $K \geq 2$; 当蒸汽(表)压力 $P < 200 kPa$ 时, $K \geq 3$ 。

在高压采暖系统中,一般均采用 S41H-16C 型自由浮球式疏水阀,其疏水能力见表 1-10-31。

最大持水量 (kg/h)

表 1-10-31

阀门口径(mm)		25, 40, 50	50, 80	80, 100
浮球类型		D	F	G
最高工作压差 (kPa)	147	5640	19500	27600
	245	5350	18000	25100
	392	4700	17000	22700
	627	3590	14300	18200

10.2.5 空气预热设计计算实例

例 1 选用SRZ型加热器。

某竖井的总进风量 $Q = 45 \text{ m}^3/\text{s}$ ，近20年室外极端最低温度 $t = -30^\circ\text{C}$ ，加热后进入井口房的空气温度 $t_1 = 20^\circ\text{C}$ ，冷风和热风在井口房混合后的温度 $t_2 = 2^\circ\text{C}$ ，热介质为（表压）294kPa 饱和蒸汽（ $t_m = 143^\circ\text{C}$ ）。

解：（1）需要加热的风量

$$G_1 = 45 \times 1.284 \left(\frac{2 + 30}{20 + 30} \right) = 37 \text{ kg/s}$$

（2）加热空气所需热量

$$Q_1 = 1.1 \times 1.284 \times 45(2 + 30) = 2034 \text{ kW}$$

（3）加热器通风净截面积

不设通风机，冷热空气在井口房混合，取 $v_r = 3 \text{ kg}/(\text{m}^3 \cdot \text{s})$ ，则加热器的通风净截面积。

$$S_1 = \frac{37}{3} = 12.3 \text{ m}^2$$

（4）加热器的散热面积

散热系数 $K = 14.3 \times 3^{0.11} = 25.04 \text{ W}/(\text{m}^2 \cdot ^\circ\text{C})$

加热器的散热面积

$$F_1 = \frac{2034 \times 10^3}{25.04 \left(143 - \frac{20 - 30}{2} \right)} = 548.9 \text{ m}^2$$

（5）按照井口房布置情况，采用单排并联布置，暂定加热器18片，则每片的通风净面积

$$S_1 = \frac{12.3}{18} = 0.68 \text{ m}^2$$

如果采用2排串联布置则除以9。

每片加热器的散热面积

$$F_1 = \frac{548.9}{18} = 30.5 \text{ m}^2$$

选用SRZ15×7Z型加热器，参看表1-10-25，查得， $F_1 = 37.18 \text{ m}^2$ ， $S_1 = 0.685 \text{ m}^2$ 。

（6）实际的空气质量流速 v_r 和散热量 Q_1 。

$$v_r = \frac{37}{18 \times 0.685} = 3 \text{ kg}/(\text{m}^3 \cdot \text{s})$$

$$Q_1 = 18 \times 37.18 \times 25.04 \left(143 - \frac{20 - 30}{2} \right) \times \frac{1}{1000} = 2480 \text{ kW}$$

（7）加热器的富裕量为

$$\frac{2480 - 2034}{2034} = 21.9\%$$

例2 选用GL-II型空气热交换器

需要加热的风量 $G_s = 84000 \text{ m}^3/\text{h}$ 。室外空气计算温度 $t' = -30^\circ\text{C}$ 。空气加热至 $t_1 = 20^\circ\text{C}$ 。热介质为热水，热水初温 $t_2 = 130^\circ\text{C}$ ，回水温度 $t_3 = 70^\circ\text{C}$ 。

解：(1) 空气状态的换算

空气的平均温度 $t = \frac{20 - 30}{2} = -5^\circ\text{C}$ 。

-5°C空气的密度 $\rho = \frac{352.89}{273 - 5} = 1.32 \text{ kg/m}^3$

将-30°C的空气量换算成标准状态下的风量，其体积换算系数 $K_v = 1.206$ ，则需要加热的风量

$$Q = \frac{84000}{3600} \times 1.206 = 28.14 \text{ m}^3/\text{s}$$

(2) 不设通风机输送空气加热的方式，取 $v_s = 4 \text{ kg}/(\text{m}^2 \cdot \text{s})$ 。

空气通过加热器的风速 $v = \frac{4}{1.32} = 3 \text{ m/s}$ 。

预选热水流速 $W = 0.38 \text{ m/s}$

(3) 热交换通风净截面积

$$S_s = \frac{28.14}{3} = 9.38 \text{ m}^2$$

(4) 选取GL-II型24×1950型热交换器，其通风净截面积 $S_s = 0.998 \text{ m}^2$ ，则需要热交换器 $9.38/0.998 = 9.4$ 片，取10片。

(5) 实际的空气质量流速

$$v_s = \frac{28.14 \times 1.32}{10 \times 0.998} = 3.7 \text{ kg}/(\text{m}^2 \cdot \text{s})$$

(6) 加热空气所需要的热量

$$Q_s = 1.1 \times 28.14 \times 1.205 \times 1(20 + 30) = 1865 \text{ kW}$$

(7) 热交换器的实际散热量

散热系数 $K_s = 31.9 \times 3.7^{0.44} \times 0.38^{0.7} = 35.9 \text{ W}/(\text{m}^2 \cdot ^\circ\text{C})$

散热面积(双排)

$$F_s = 60.2 \text{ m}^2$$

散热量

$$Q_s = 35.9 \times 10 \times 60.2 \times \frac{1}{1000} \left(\frac{130 + 70}{2} - \frac{20 - 30}{2} \right) = 2269 \text{ kW}$$

(8) 热交换器的富裕量为

$$\frac{2269 - 1865}{1865} = 21.7\%$$

(9) 热水在热交换器内的流速验算

热交换器表面管数为24根，每根管的内截面积为 0.000154 m^2 ，热水通过的总面积为

$$f_s = 24 \times 0.000154 = 0.0037 \text{ m}^2$$

热水在热交换器中的流速

$$W = \frac{1865}{4187 \times 10 \times 0.0037(130 - 70)} = 0.2 \text{ m/s}$$

证明预选的水流速度 0.38 m/s 符合要求。

(10) 耗水量

$$G_s = 3600 \times 10 \times 0.0037 \times 0.38 = 50.6 \text{ m}^3/\text{h}$$

例 3 选用 GL-II 型热交换器

某进风斜井的总进风量 $Q = 45 \text{ m}^3/\text{s}$, 室外极端最低温度 $t = -30^\circ\text{C}$, 采暖室外计算温度 $t = -20^\circ\text{C}$, 要求进入斜井的冷热风混合后温度为 2°C , 热介质为 (表压) 294 kPa 饱和蒸汽 ($t_s = 143^\circ\text{C}$)。

解: (1) 采用设有通风机的空气加热室, 将一部分冷风加热到 $t_1 = 40^\circ\text{C}$, 送入斜井内与另一部分由井口进入的冷风混合成 2°C 。

(2) 室外空气计算温度

$$t = \left(-30 + \frac{(-30) + (-20)}{2} \right) \frac{1}{2} = -27.5^\circ\text{C}$$

(3) 需要加热的风量

$$45 \left(\frac{2 + 27.5}{40 + 27.5} \right) = 19.67 \text{ m}^3/\text{s}$$

换算成标准状态的风量, 其体积换算系数 $K_v = \frac{273 + 20}{273 - 27.5} = 1.19$, 则风量

$$1.19 \times 19.67 = 23.5 \text{ m}^3/\text{s}$$

(4) 表面风速

$$\phi = \frac{40 + 27.5}{143 + 27.5} = 0.396$$

查图 1-10-50, 当 $\phi = 0.396$, 选择 2 排管, 表面风速为 3 m/s 。

(5) 当表面风速为 3 m/s , 热交换器应具有的风面积

$$F_s = 23.5/3 = 7.8 \text{ m}^2$$

(6) 选用 GL-II 2-24-1350 型空气热交换器, 其通风净面积为 0.693 m^2 , 受风面积为 1.307 m^2 , 所需热交换器的数量

$$n = \frac{7.8}{1.307} = 5.97 \text{ 片, 取 6 片}$$

(7) 空气通过热交换器的平均温度

$$t = \frac{40 - 27.5}{2} = 6.25^\circ\text{C}$$

6.25°C 空气的密度

$$\rho = \frac{352.99}{273 + 6.25} = 1.264 \text{ kg/m}^3$$

(8) 空气质量流速

$$v_s = \frac{23.5 \times 1.264}{6 \times 0.693} = 7.14 \text{ kg}/(\text{m}^2 \cdot \text{s})$$

(9) 加热空气所需的热量

$$Q_s = 1.05 \times 23.5 \times 1.205 \times 1(40 + 27.5) \\ = 2007 \text{ kW}$$

第十一章 矿山排水与地下供水设施

责任编辑单位 马鞍山钢铁设计研究院

参加编写单位 长沙有色冶金设计研究院

编写人 刘凡文 刘崇仙

11.1 露天矿排水设施

11.1.1 露天矿排水系统的确定

露天矿排水涉及面广，影响因素多，其最佳排水系统，应根据水文资料和采矿规划，按照防、排、储相结合的原则，通过技术经济比较确定。

目前，露天矿排水有如下几种基本方式：

(1) 自流排水；

(2) 露天排水（明排）；

采场底部集中排水；

采场内分段截流固定泵站排水；

(3) 井巷排水（暗排）。

根据情况，一个矿山也可以同时使用上述不同方式的组合排水系统。

各种不同方式排水系统的适用条件及其优缺点详见矿床开采卷。

11.1.2 露天矿排水设备的选择计算

11.1.2.1 露天矿排水的特点

(1) 采场直接接纳大气降水，雨季和旱季、开采初期和开采后期水量变化幅度大，尤其是暴雨时，涌水量剧增，有时达正常涌水量的几倍甚至几十倍；

(2) 采场最下工作水平，暴雨时允许淹没一定时间和一定深度（详见矿床开采卷）；

(3) 当采用“明排”方案时，随开采水平的不断下降，坑底储水池（水仓）和排水设备要经常移动；

(4) 要保护排水设施不受采矿场爆破的影响；

(5) 在一般情况下，水中悬浮的固体颗粒较多，水质混浊。

由于露天矿排水具有以上特点，因而在设备选择方面也存在一些不同于地下矿排水的特殊要求。

11.1.2.2 排水设备选择的一般要求

(1) 一般在暴雨量较小的地区, 设在同一水平上的水泵, 应选择同一型号规格的水泵。当“设计频率”下的暴雨涌水量较正常涌水量大很多时, 可以选择两种不同型号规格的水泵。

(2) 正常工作水泵的能力, 应能在20h内排除露天采矿场内24h的正常降雨径流量与地下涌水量之和。备用和检修水泵的能力应不小于正常工作水泵能力的50%。所有水泵全部开动, 应能在24h内排除露天采场内“设计频率”下连续24h最大暴雨径流量和地下涌水量之和。暴雨时不设备用和检修水泵。

(3) 随开采水平不断下降的移动泵站, 选泵时应考虑排水高度不断增加的要求, 预留适当的富裕扬程(或初期将多级系的最后一级叶轮拿掉, 或根据切削定律, 初期使用较小直径的叶轮; 或采取其他措施), 以延长水泵的“扬程服务年限”, 避免频繁换泵。为此, 深露天矿的排水设备多分段选择, 接力排水, 以增加同一水泵的重复使用次数。每一分段的合理高度, 应通过技术经济比较确定, 一般不大于100m。

(4) 随开采水平不断下降的移动泵站, 在降“设计频率”的暴雨时, 应保证排水设备不受淹没, 排水工作能正常进行。

(5) 露天排水泵站的阶段(平盘)储水池(水仓)或采矿场底部的储水池容积至少应能容纳半小时的水泵排水量。

(6) 采用井巷排水时的泵房布置及其附属设施应执行地下矿排水的有关规定。

(7) 正常排水管径应按经济的原则选择。排除暴雨涌水量的管内流速不宜大于3m/s。

11.1.2.3 露天矿排水设备的选择计算

露天矿排水设备的选择计算, 除上述特点和特殊要求外, 基本上与地下矿排水设备的选择计算相同, 详见本章“11.2.2”节。

应当指出, 排除暴雨涌水量(包括地下水量)的水泵必须与采矿、水文地质的设计预定淹没深度和时间(3~5日), 按最佳储排方案选择。

11.1.3 露天矿排水管路

11.1.3.1 线路选择的一般要求

(1) 采场内永久性固定排水管路, 应沿非工作帮敷设; 在采场外应充分利用地形, 尽量利用自流排水。

(2) 采场内外排水管路均应做到长度最短, 工程量最小, 施工维修方便。采场外排水管路应尽量不占或少占农田。

(3) 排水管路应尽量躲开滑坡、坍方、工程地质不良地段以及易发生滚石和泥石流的危险地区。如必须穿过以上地区时, 应采取有效的防治措施。

11.1.3.2 管路条数的确定

露天矿排水管路的总条数, 一般不得少于两条。其中一条检修时, 其余管路应能满足正常排水的需要, 全部管路投入工作, 应能满足“设计频率”下暴雨时排水的需要。

当“设计频率”下的暴雨径流量和地下涌水量之和小于100m³/h时, 排水管路可只设一条。

11.1.3.3 管路的敷设

根据情况,可以明设,也可以埋设。若管路服务年限较长,应尽量埋设。

1. 明设

(1) 当管路坡度达 15° 以上时,管道下面应设挡墩支承,以防下滑。

(2) 架设管道在拐弯处,需设固定支墩。在直线部分每隔一定距离应设滑动支墩和固定支墩。

滑动支墩的最大水平间距可按表1-11-1确定。

排水管滑动支墩最大水平间距

表 1-11-1

钢管规格 $D \times \delta$ (mm)	充满水管子单位重力 F_m (N/m)	最大水平间距 L_{max} (m)	钢管规格 $D \times \delta$ (mm)	充满水管子单位重力 F_m (N/m)	最大水平间距 L_{max} (m)
32×3.5	29.0	6.08	273×7	1002.5	11.89
67×3.5	66.3	6.46	325×7	1276.0	12.64
73×4	102.2	7.11	377×7	1596.7	13.15
89×4	138.6	7.65	426×8	1932.3	14.44
108×4	183.3	8.15	478×8	2423.1	14.51
133×4	251.3	8.68	529×9	2910.1	15.53
159×4.5	348.2	9.38	630×9	4055.0	15.44
219×6	651.7	10.92			

注:本表是按照第九章“9.3.2”节公式(1-9-17)计算的,式中取钢管许用应力 $[\sigma]=100\text{MPa}$,其余符号未变。

固定支墩的最大间距按下式计算:

$$L_{max} = \frac{\Delta L}{\alpha \Delta t} \quad (1-11-1)$$

式中 L_{max} ——固定支墩的最大间距, m;

ΔL ——管线长度的变化范围,等于伸缩节最大的可能伸缩长度, m;

α ——线膨胀系数,钢为 $(10.6 \sim 12.2) \times 10^{-6}/^\circ\text{C}$,铸铁为 $(8.7 \sim 11.1) \times 10^{-6}/^\circ\text{C}$;

Δt ——水与大气的最大温差, $^\circ\text{C}$ 。

两固定支墩间一般设伸缩节(见第九章表1-9-32)。

伸缩节在安装时的伸缩长度按下式计算:

$$\Delta = \Delta_1 \frac{t_2 - t_1}{t_3 - t_1} \quad (1-11-2)$$

式中 Δ ——伸缩节在安装时的伸缩长度, mm;

Δ_1 ——伸缩节最大的可能伸缩长度, mm;

t_1 ——室外最低计算温度, $^\circ\text{C}$;

t_2 ——安装时的水温, $^\circ\text{C}$;

t_3 ——水的最高计算温度, $^\circ\text{C}$ 。

(3) 在寒冷地区,一般应采取保温措施,并在停水时将管道放空。

2. 埋设

(1) 非冰冻地区管道的管顶埋深,主要由外部载荷、管材强度等因素决定,一般不小于0.7m。

(2) 冰冻地区管道的管顶埋深除决定于上述因素外, 还需考虑土壤的冰冻深度, 一般可参照表1-11-2埋设。

管顶在冰冻线以下的距离 t

表 1-11-2

管 径(mm)	$D_0 \leq 300$	$300 < D_0 \leq 600$	$D_0 > 600$
t (mm)	$D + 200$	$0.75D$	$0.5D$

注: D_0 为管道公称直径; D 为管道外径。

(3) 为保证非金属管道管体不因动载荷的冲击而破裂或降低强度, 其管顶复土深度应不小于1.0~1.2m。

3. 管道穿越障碍物

管道穿越铁路、公路时, 一般应在路基下加套管或设地沟通过, 其交角宜近于90°, 不小于45°。

(1) 管道穿越铁路采用套管时, 从套管上表面至枕木底的距离不小于1m。套管每端伸出钢轨外不小于3m。

(2) 管道穿越公路采用套管时, 套管顶面到路面的距离, 如为砾石路面, 不小于0.5m, 如为沥青灌入路面或铺砌路面, 不小于0.25m, 套管每端至少要伸出路肩1.0m。

套管一般用钢管、铸铁管或不透水接头的钢筋混凝土管。地沟一般用钢筋混凝土、混凝土或砖石砌筑。

4. 管路的附属设施

(1) 当排水管路很长, 出采场后沿地形起伏敷设时, 在最高点一般应设排气阀, 以便及时排出管内空气, 防止发生气阻现象; 或在排水管放空时引入空气, 防止管内产生负压。排气阀直径可按表1-11-3选用。

排 气 阀 直 径

表 1-11-3

排水管直径(mm)	400~600	700~900	1000~1200
排气阀直径(mm)	50	75	100

(2) 顺地形起伏敷设的管道, 在低洼处应设置泄水阀及泄水管, 泄水管应接至河沟或低洼处。泄水管直径一般为输水管直径的1/3。

(3) 排水管路应考虑发生水锤的可能, 必要时设水锤消除器。

5. 水锤计算

水锤有直接水锤和间接水锤。直接水锤分关闭直接水锤和停泵直接水锤。下面仅介绍停泵直接水锤。

1) 水锤波传递速度

$$\alpha = \frac{1435}{\sqrt{1 + \frac{Kd}{E\delta}}} \quad (1-11-3)$$

式中 a ——水锤波传递速度, m/s;

K ——水的弹性模数, $K = 2.1 \times 10^3 \text{ MPa}$;

E ——管壁材料的弹性模数;

铸铁管 $E = 0.9 \times 10^5 \text{ MPa}$;

钢管 $E = 2.1 \times 10^5 \text{ MPa}$;

硬聚氯乙烯管 $E = 3000 \text{ MPa}$;

硬聚乙烯管 $E = 900 \text{ MPa}$;

d ——管子直径, mm;

δ ——管壁厚度, mm。

2) 水锤计算

突然停泵时, 管道中的压力迅速下降, 下降的数值为 $\frac{av_0}{g}$, v_0 为水锤发生前管中流速 (m/s)。计算最大水锤压头时, 应根据下述两种不同情况分别进行计算:

I. 当 $\frac{av_0}{g} > (H_1 + H_s)$ 时, 最大水锤压头为

$$H_{\max} = 2H_1 + H_s + \frac{av_0}{g \sqrt{1 + \frac{H_1}{H_1 + H_s} \left(\frac{v_0'}{v_0} \right)^2}} \quad (1-11-4)$$

式中 $H_{\max}$ ——最大水锤压头, m;

H_1 ——管道起点的工作水头, m;

H_s ——真空高度, 一般取 7~10m;

H_0 ——静水头, m;

H_f ——管道沿程水头损失, m;

v_0' ——水锤始冲速度 (m/s), 按下式计算:

$$v_0' = v_0 - \frac{g}{a}(H_1 + H_s) + \frac{g}{2a}(H_1 + H_s)$$

H_0 ——管道起点的止回阀中心与管末端之高差, m。

若管道水头损失 H_f 与 H_0 相比数值甚小时, 则 $H_{\max}$ 可按下式计算:

$$H_{\max} = H_0 + \frac{av_0}{g} + \frac{1}{2}H_s \quad (1-11-5)$$

II. 当 $(H_1 + H_s) > \frac{av_0}{g} > H_s$ 时, 最大水锤压头为

$$H_{\max} = 2H_1 - H_f + \frac{av_0}{g} + \frac{H_1 + H_s}{H_1(H_1 + H_s)} \left(\frac{av_0}{g} \right)^2 \times \left\{ \sqrt{1 + \frac{H_f}{H_1 + H_s} \left[1 - \frac{g}{av_0}(H_1 + H_s - H_s) \right]^2} - 1 \right\} \quad (1-11-6)$$

若 H_f 舍弃不计时,

$$H_{\max} = 2 \frac{av_0}{g} - H_s + \frac{1}{2}H_s \left[1 + \left(\frac{H_1 + H_s - \frac{av_0}{g}}{H_s} \right)^2 \right] \quad (1-11-7)$$

式中 H_f ——管道中间某点之水头损失 (见图 1-11-1), m;

H'_0 ——管道中间某点之静水头, m, 其余符号同前。

图1-11-1中x点位置可自管路纵断面图中计算出来, 相应于该点的静水头 H'_0 、水头损失 H_f 均为已知。

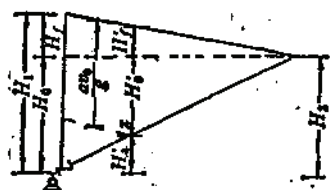


图 1-11-1 停泵直接水锤计算示意图

3) 消除或减小停泵直接水锤的措施

(1) 在条件许可时, 可考虑采用取消止回阀和底阀, 并允许水泵倒转的措施, 以消除或减小突然停泵所引起的水锤。此时必须注意水泵倒转的转速不能超过电动机的允许转速(水泵倒转转速的计算较繁, 本书从略)。

(2) 选择合适的水锤消除设备。

6. 停泵水锤消除设备的选择

停泵水锤消除设备有自动复位和不能自动的两种。

1) 不能自动复位的下开式停泵水锤消除器

不能自动复位的下开式停泵水锤消除器见图1-11-2, 其安装情况见图1-11-3, 其规格见表1-11-4。

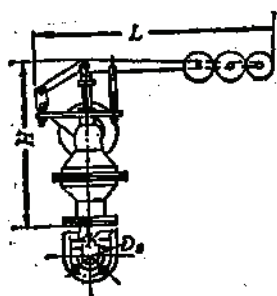


图 1-11-2 不能自动复位的下开式停泵水锤消除器

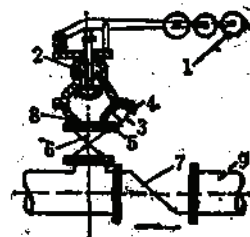


图 1-11-3 水锤消除器安装图

1—重锤; 2—排水口; 3—三通阀; 4—压力表; 5—放气门; 6—截流阀; 7—止回阀; 8—进水管; 9—输水管

不能自动复位的下开式停泵水锤消除器规格

表 1-11-4

规格 D_0 (mm)	外形尺寸(mm)					进水管法兰		排水管法兰		重锤数 (块)		质量 (不包括重锤) (kg)
	L	H	B	D	K	孔径 (mm)	孔数	孔径 (mm)	孔数	5kg的	10kg的	
50	570	520	220	160	125	18	4	18	4	6		83
100	1150	750	300	215	180	18	8	18	8	4	2	71
150	1300	850	350	280	240	23	8	23	8	4	8	142
200	1600	1000	430	335	295	23	12	23	12	6	14	250(估)

注: 1. B为宽度;

2. 生产厂, 营口市自来水厂;

3. 表中 D_0 50mm、 D_0 100mm水锤消除器最大工作压力可达1.6MPa, D_0 150mm、 D_0 200mm水锤消除器最大工作压力不宜超过1.0MPa, 特殊情况, 经试验也不宜超过1.2MPa。

(1) 结构及动作原理 (图1-11-3)

当排水管道正常工作时,水锤消除器中阀瓣被管内工作压力产生的上托力托住,使上下密合圈密合,呈准备状态。一旦突然停泵,管内发生停泵水锤的压降时,托住阀瓣的上托力随着压力的下降而减小,由于阀瓣和重锤的重力使阀瓣迅速离开上密合圈,落在分水锥内,呈释放状态。当回冲水流到来时,止回阀已关闭,水流即自开启的消除器内排出,释放出部分水量,从而消除或减小水锤压力。

因水锤消除器不能自动复位,在突然停泵后,应立即关闭闸阀,进行复位操作。

(2) 水锤消除器直径的计算

$$d = \frac{D}{\sqrt[4]{\frac{2gH_1}{\zeta \left[v_1 - \frac{g}{a}(H_1 - H_0) \right]^2}}} \quad (1-11-8)$$

式中 d ——水锤消除器直径, mm;

D ——输水管的直径, mm;

H_1 ——管道允许的水压值(可采用管道的试验压头), m;

ζ ——水锤消除器阻力系数, 采用 $\zeta = 8$;

v_1 ——管内水流速度 (m/s), 按下式计算,

$$v_1 = \frac{v'}{\sqrt{1 + A_2}} + \frac{g}{a} H_0 \quad (1-11-9)$$

$$v' = v_0 - \frac{g}{a} H + \frac{g}{2a} (H_1 + H_0)$$

$$A_2 = \left(\frac{H_1}{H_0} \right) \left(\frac{v'}{v_0} \right)^2$$

其余符号同前。

若估算可采用下式:

$$d = 0.25D \quad (1-11-10)$$

当计算直径大于现有规格时, 则可用两台或两台以上。其台数为
选用同一规格时

$$d^2 < n d_1^2 \quad (1-11-11)$$

式中 n ——使用的台数;

d_1 ——实际使用的水锤消除器直径, mm。

选用不同规格时

$$d^2 < \sum_{i=1}^m n_i d_i^2 \quad (1-11-12)$$

式中 m ——消除器规格数;

n_i ——某一种消除器的台数。

(3) 水锤消除器开启压力的计算

$$[2P_0 - P_1] < P_k < KP_{ma} \quad (1-11-13)$$

式中 P_k ——消除器开启压力, MPa;

P_0 ——静水压力, MPa,

P_1 ——管道试验压力, MPa,

P_{min} ——正常停泵时管内最低压力值 (MPa), 应根据泵站运转时实测得到, 在设计时可以假定 P_{min} 等于 $0.8P_0$;

K ——系数, 采用 $K=0.85$ 。

按公式 (1-11-13) 计算发生下列情况时, 处理办法如下:

当 $2P_0 - P_1 < 0$ 时, 只要保证 $P_0 < KP_{min}$ 即可,

当 $[2P_0 - P_1] < P_0 < KP_{min}$ 时, 必须增加管壁厚度或另选管子, 提高管子的试验压力 P_1 , 以满足 $[2P_0 - P_1] < P_0 < KP_{min}$ 的要求。

(4) 确定重锤质量 (见图 1-11-4)

$$\Sigma G_i g (S_i + L) = F P_0 L \quad (1-11-14)$$

式中 G_i ——某一悬挂轴上的质量 $< 100\text{kg}$;

g ——重力加速度, $g=9.81\text{m/s}^2$;

S_i ——某一悬挂轴连杆帽中心的距离, m;

F ——下密封圈内外径平均值计算的阀瓣面积值, m^2 ;

L ——连杆中心至后支架中心的距离, m。

表 1-11-4 中各种规格水锤消除器的 F 、

L 、 S_i 值, 见表 1-11-5。

(5) 安装水锤消除器注意事项

水锤消除器应安装在靠近止回阀出口的地方 (见图 1-11-3) 或水锤压力最大处;

水锤消除器的进水管和输水管连接处应装设闸阀;

排水管直径应较消除器进水管直径大一号;

安装时应防止重锤下落所产生的倾复力矩对三通的影响; 同时, 也要防止下落的重锤冲击管道。

2) 自动复位下开式停泵水锤消除器 (图 1-11-5)

图 1-11-5 为白银有色金属公司动力厂自行设计的自动复位下开式停泵水锤消除器, 已运行多年。

工作原理: 突然停泵后, 管道起端产生降压, 水锤消除器缸体 2 外部的水经闸阀 9 向下流入管道 8, 缸体内的水经单向阀 3 也流入管道 8, 此时, 活塞 1 下部受力减少, 在重锤 5 的作用下, 活塞即下降到缸体内 (见图中虚线部分), 于是排水管 4 管口开启。当最大水锤压

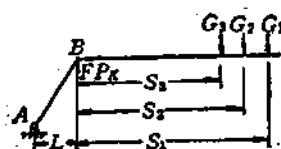


图 1-11-4 杠杆受力图

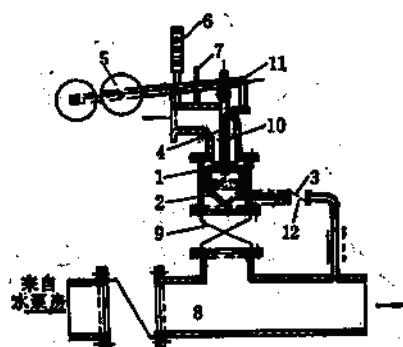


图 1-11-5 自动复位下开式停泵水锤消除器

1—活塞; 2—缸体; 3—阀瓣上嵌有小孔的单向阀; 4—排水管; 5—重锤; 6—缓冲器; 7—保持杆; 8—管道; 9—闸阀 (常开); 10—活塞连杆; 11—支点; 12—阀瓣上的小孔

不能自动复位的下开式停泵水锤消除器的 F 、 L 、 S_i 值 表 1-11-5

水锤消除器直径 (mm)	F (cm ²)	L (cm)	S_i (cm)		
			S_1	S_2	S_3
50	25.5	11.0	44.0	—	—
100	89.9	16.4	83.6	—	—
150	196.1	18.0	105.0	75.0	—
200	349.7	20.0	130.0	100.0	70.0

力到来时, 高压水经消除器排水管逸出, 一部分水经单向阀 3 阀瓣上的钻孔 12 倒流入缸体内(阀瓣上的钻孔直径根据水锤波消失所需时间而定, 一般由试验求得), 随着时间的延长, 水锤波逐渐消失, 缸体内活塞下部的水量慢慢增多, 压力加大, 直至活塞上升, 重锤复位(为使重锤平稳复位, 消除器上部设有缓冲器 6), 排水管口又复关闭, 这样即自动完成一次水锤消除作用。目前白银有色金属公司动力厂有 $D_0 200\text{mm}$ 、 $D_0 150\text{mm}$ 、 $D_0 100\text{mm}$ 三套设计图纸。选用这种水锤消除器的计算与不能自动复位的下开式停泵水锤消除器相同。

11.1.3.4 管道材料的选择及管壁厚度的计算

露天矿永久性排水管道, 在一般情况下, 压力小于 1 MPa 时, 可选用铸铁管; 压力大于 1 MPa 时, 应选用焊接钢管或无缝钢管。露天采场内经常移动的临时性排水管道宜选用焊接钢管或无缝钢管, 用法兰连接。

管壁厚度的计算请参阅本章“11.2.3.3”节。

11.1.4 露天矿排水固定泵站

11.1.4.1 分段截流(平盘)固定泵站

分段截流排水方式的各阶段(平盘)固定泵站, 多采用普通卧式离心泵, 其泵房尺寸和设备配置原则上和井下泵房相同(见本章“11.2.4.1”节), 但屋面要视具体情况适当考虑防砸措施; 其吸水池中的吸水管应按图 1-11-6 布置。

吸水管与水泵的连接, 应使吸水管朝水泵方向有不断上升的坡度($i \geq 0.005$), 以避免吸水管内积聚空气, 形成气囊。应避免图 1-11-7 中的不正确接法, 采取正确的接法。

11.1.4.2 井巷排水固定泵站

露天矿井巷排水固定泵站应参照地下矿主排水泵房的有关规定(见本章“11.2.4”节)进行设计。

为保证泵站安全, 必须在井下巷道的适当位置设置防水门。防水门的工作压力应大于或等于采场封闭圈内最高水平至防水门所在水平的高差。防水门下应埋设泄水管(图 1-11-8)。主要用以排泄由露天坑底流来的高压水的高压泄水(消能)管必须直接通入水仓。主要用以排泄地下水及正常降雨径流量的低压泄水管可以直接通入水仓, 也可以与通往水仓的水沟相连。泄水管上均应安装闸阀, 以控制流量, 使之与泵站的排水能力相适应。泄水管和闸阀的工作压力均应大于或等于防水门的工作压力。

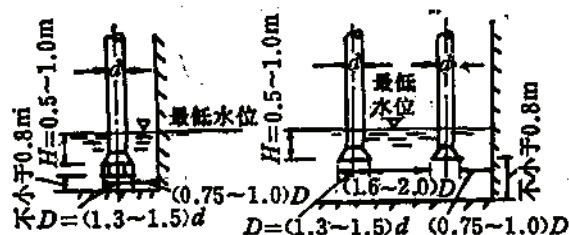


图 1-11-6 吸水管在水池中布置的要求

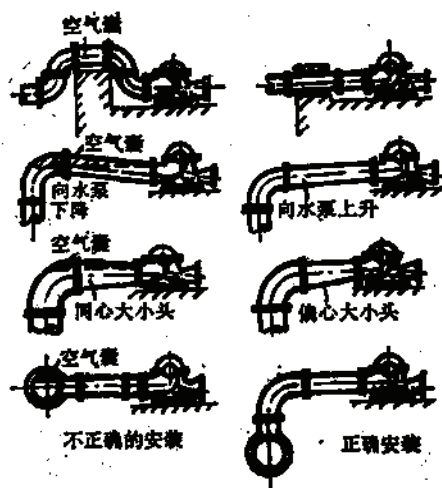


图 1-11-7 吸水管与水泵的连接法

泄水管闸阀室和泵房内应设水位指示装置。当水位升到一定高度时，应打开直接通入水仓的高压泄水管上的闸阀，关闭低压泄水管上的闸阀。

防水门下低压泄水管径可根据地下水量与正常降雨径流量之和，按表1-11-6选择。

防水门下低压泄水管流量表①

表 1-11-6

水力条件	$f=0.003$, 圆形钢管									
直径 D , (mm)	250	300	350	400	450	500	600	700	800	1000
流量 Q (m ³ /h)	110.2	179.5	270	385.6	528.5	699.5	1137.2	1750.2	2453.6	3852.3
速度 V (m/s)	0.62	0.70	0.78	0.85	0.92	0.99	1.12	1.28	1.35	1.48

① 《给排水设计手册》编写组，《给排水设计手册》，第二册《管渠水力计算表》，中国建筑工业出版社，1973年5月。

直接通入水仓的高压泄水管径可近似按定水头外伸式圆柱形长管嘴 ($L \geq 3d$) 自由出流的水力条件进行计算^②：

$$d = \sqrt{\frac{Q}{900\pi\mu\sqrt{2gH}}} \quad (1-11-15)$$

式中 d ——直接通入水仓的高压泄水管直径，m；

Q ——直接通入水仓的高压泄水管需要通过的流量，可取系站的总排水能力，m³/h；

μ ——管嘴流量系数，其值可按表1-11-7选取；

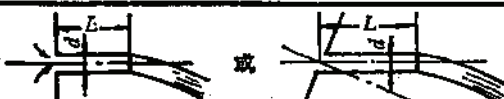
g ——重力加速度，m/s²；

H ——直接通入水仓的高压泄水管进口中心处的水头，应取低压泄水管全部关闭时的水头，m。

泄水管的材质，一般中性水选用铸铁管或无缝钢管，酸性水选用不锈钢管或高强度塑料管。

外伸式圆柱形长管嘴 ($L > 3d$) 流量系数 μ ①

表 1-11-7

管嘴形状							
管嘴长度	$L=3d$	$L=5d$	$L=10d$	$L=25d$	$L=50d$	$L=75d$	$L=100d$
μ	0.82	0.79	0.77	0.71	0.64	0.59	0.56

① 华东水利学院主编,《水工设计手册》第一卷《基础理论》,水力电力出版社,1985年10月。

11.1.5 露天矿排水移动泵站

随开采水平不断下降的移动泵站,应视当地降雨特征和采场的具体条件进行设计。现将露天矿常用的几种行之有效的移动泵站分述如下:

11.1.5.1 半固定泵站

半固定泵站是露天矿广泛使用的一种排水泵站。这种泵站,使用普通卧式离心泵,安装简单,操作方便;其最大的缺点是,由于受水泵吸程的限制,只能在一定限度内(一般不超过5m)适应水位变化的要求。因此,这种泵站在一般情况下仅适合于排水量不大,服务年限较短,移设频繁的场所;而对于受淹后影响较大、损失严重的多雨地区的大型露天矿不宜采用。

半固定泵站应根据水泵吸程尽可能设置在离最低工作水平高一些的地方,以减少受淹的威胁。

11.1.5.2 浮船泵站●

水泵船又称趸船,早已广泛应用于江河湖泊的取水工程中。水泵船应用于露天矿排水的优点是,不受水泵吸程的限制,水位变化幅度可达10~35m或更大范围,水位变化速度可达2m/h。因此,多雨地区的大、中型露天矿比较适用。其缺点是,泵船体积大,质量大,需要空间大,采场降段时移位比较麻烦。

1. 泵船的设备布置

设备布置必须保证船体平衡与稳定,并力求紧凑,便于操作管理。

1) 竖向布置

露天矿通常采用将水泵机组安装在甲板上的上承式布置(图1-11-9)。这种布置方式,和下承式(水泵机组布置在船底骨架上,图1-11-10)相比,具有通风条件好(水泵船一般为自然通风),安装维修方便,船体结构简单等优点。其缺点是,重心高,稳定性差,振动大。



图 1-11-9 上承式布置

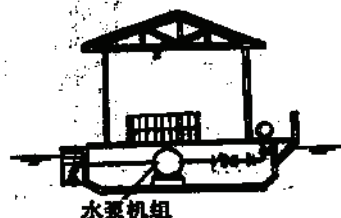


图 1-11-10 下承式布置

●《给排水设计手册》编写组,《给排水设计手册》第四册《室外给水》,中国建筑工业出版社,1974年11月。

2) 平面布置

(1) 纵向布置: 管理简单, 操作方便, 但长宽比大, 船体较长, 稳定性差, 一般在三台以下水泵时采用(图1-11-11)。

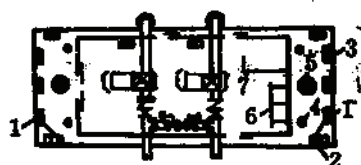


图 1-11-11 纵向布置

1—钢缆索; 2—系统柱; 3—导缆槽; 4—导缆孔;
5—绞盘; 6—开关柜; 7—值班室

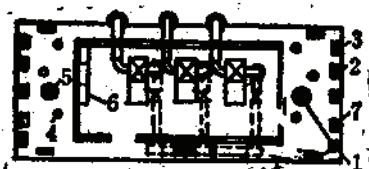


图 1-11-12 横向布置

1—钢缆索; 2—系统柱; 3—导缆槽; 4—导缆孔;
5—绞盘; 6—开关柜; 7—值班室

(2) 横向布置: 船体宽大, 稳定性好, 布置较紧凑; 但管路复杂, 操作不便, 宜在两台以上水泵时采用(图1-11-12)。

泵船首尾甲板上, 应根据泵船的锚固和移位方法及操作管理要求, 布置绞盘、系统柱和导缆钳等(图1-11-11、图1-11-12)。泵船首部和尾部长度不宜小于2~3m。

2. 泵船稳定性要求及验算

1) 船体设计要求

(1) 排水量: 包括计算排水量和富裕排水量(约为计算排水量的20~50%)。

船体质量参考值见表1-11-8。

船体质量参考值

表 1-11-8

船体结构	木结构	钢结构	钢丝网水泥结构
船体单位体积质量(kg/m³)	150~200	100~120	250~300
主要设备与总排水量之比	1:7~8	1:7~8	1:10左右

注: 表中船体质量不包括上层建筑。

市场上已供应的大块泡沫塑料可使船体进一步简化成小而紧凑的浮筏^①。目前, 国外已研制了一种大型悬轴立式泵, 可以很方便地安装在浮筏上, 适合露天矿使用。

(2) 船体主要尺寸, 长宽比一般为2:1~3:1, 吃水深宜在0.5~1.0m之间, 船体深以1.2~1.5m为宜, 并要考虑最大横倾时尚有0.3~0.5m的干舷。为了防止波浪冲击, 干舷应采用0.6~1.2m。船宽应根据设备平面布置确定, 一般不应小于4m, 以6m左右为宜。

(3) 泵船的稳心高度愈高, 复原力矩愈大, 稳定性也愈好, 一般取1~7m, 以2~5m为宜。为取得适宜的稳心高度, 船宽和吃水深之比宜采用8:1~12:1。

(4) 为确保泵船的安全, 防止沉船事故, 应在船仓中设立水密隔仓。

2) 泵船稳定性标准的一般要求

(1) 在不增加附加荷重(平衡水箱、压载物)的情况下, 通过设备布置, 力求使泵船正常工作时达到平衡。

① [美]I·J·卡拉西克等编著,《泵手册》第三分册《泵的应用》,机械工业出版社,1984年9月。

(2) 运转中, 由于水位涨落或活动接头摩擦力等因素, 产生不平衡时, 可用平衡水箱、压载物达到平衡。

(3) 仅验算正浮状态横倾时的稳定性。

(4) 为保证安全运转, 在风压作用下及移位时, 横倾角应小于 7° , 风压产生的最大横倾力矩, 应小于系船的复原力矩。

(5) 系船在设备及管道安装过程中, 应进行平衡验算, 否则应采用措施。

3) 系船静力平衡及稳定性计算

(1) 浮力计算

系船的承载力:

$$P = K(P_1 + P_2 + P_3 + P_4 + P_5) \quad (1-11-16)$$

式中 P ——系船承载力, kN;

K ——风浪及水泵运行时动荷载影响的安全系数, 一般取 $1.2 \sim 1.5$;

P_1 ——系船船体的重力, kN;

P_2 ——设备及材料的重力, kN;

P_3 ——水的重力, 包括水管、水泵、真空系统、平衡水箱及船体内积水(按水深 0.1m 计)的重力, kN;

P_4 ——活载荷, kN;

P_5 ——锚链的垂直分力, kN。

系船的浮力:

$$P_A = \varphi LBH \rho_s g \times 10^3 \quad (1-11-17)$$

式中 P_A ——系船的浮力, kN;

φ ——排水系数, 采用 $0.8 \sim 0.95$;

L ——系船水面线处的长度, m;

B ——系船水面线处的宽度, m;

H ——吃水深度, m;

ρ_s ——矿坑水的密度, $\rho_s = 1020 \text{ kg/m}^3$;

g ——重力加速度, m/s^2 。

保证系船不沉, 需满足 $P = P_A$ 。

(2) 静力平衡计算

系船横向静力平衡, 需满足 $\sum M_y = \sum (P_i y_i) = 0$ 。

横向重心位置(计算草图见图1-11-13)。

$$y = \frac{\sum M_y}{\sum P_i} \quad (1-11-18)$$

式中 y ——横向重心位置, m;

$\sum M_y$ ——对 y 轴的力矩之和, $\text{kN} \cdot \text{m}$;

$\sum P_i$ ——构件、设备重力之和, kN。

(3) 系船载重时, 重心至船底的距离

$$Z_s = \frac{\sum (P_i Z_i)}{\sum P_i} \quad (1-11-19)$$

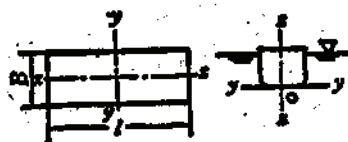


图 1-11-13 平衡计算图

式中 Z_g ——重心至船底的距离, m;
 Z_i ——构件、设备之重心至船底的距离, m。

(4) 稳定性计算

风压作用下系船最大倾侧力矩:

$$M_1 = pSZ \quad (1-11-20)$$

式中 M_1 ——风压作用下系船最大倾侧力矩, $\text{kN}\cdot\text{m}$;

p ——挡风面积上单位风压力, kN/m^2 ;

S ——船在水线以上的挡风面积, m^2 ;

Z ——风压动力作用时倾侧力臂, m;

$$Z = Z_g - \alpha_1 H_1 - \alpha_2 Z_g$$

Z_g ——受风面积中心离船底的高度(用求平面形状重心座标的方法求得), m;

H_1 ——实际水线时的平均吃水深度, m;

α_1, α_2 ——影响 Z 值的系数, 见表1-11-9。

α_1, α_2 值

表 1-11-9

$\frac{B}{H_1}$	2.5	3	4	5	6	7	8	≥ 10
α_1	0.23	0.14	-0.09	-0.39	-0.74	-1.13	-1.53	-2.31
$\frac{Z_g}{B}$	0.18	0.22	0.26	0.30	0.34	0.38	0.42	0.46
α_2	1.16	1.01	0.92	0.85	0.78	0.73	0.69	0.67

计算风力侧倾力矩时, 风向取垂直于正浮时的系船纵向中剖面。在系船整个倾侧过程中 M_1 取定值。

风压作用下系船的横倾角:

$$\theta = \frac{M_1}{\frac{1}{2} P_A h_m} \quad (1-11-21)$$

式中 θ ——风压作用下系船的横倾角, rad;

M_1 ——系船最小动力回复力矩, 可采用 M_1 值, $\text{kN}\cdot\text{m}$;

P_A ——系船的浮力, kN ;

h_m ——稳心高度(m), 即稳心至重心的距离,

$$h_m = \rho + Z_g - Z_g$$

ρ ——稳心半径(m), 即稳心至浮心的距离,

$$\rho = \frac{J_g}{W}$$

Z_g ——浮心距船底的高度(m), 对纵断面为梯形者,

$$Z_g = \frac{1+L}{2(2I+L)} H$$

J_g ——水面线对纵轴的惯性矩(m^4), 水线面呈梯形时,

$$J_1 = \frac{1}{12} B^3 L$$

W ——船体排水量, m^3 ;

$$W = \rho L B H$$

l ——船底长, m ;

其余符号同前。

满足泵船稳定条件为

$$\theta < 7^\circ$$

计算草图见图1-11-14。

3. 联络管

1) 设计要点

(1) 联络管及排水斜管在泵船受外力作用时, 不受任何压力、拉力、扭力的影响, 能适应泵船竖向、水平位移、水平摆动及颠簸等情况。

(2) 联络管应使泵船移位时, 拆卸安装、起吊移动的操作方便, 安全可靠。

2) 联络管

露天矿一般采用柔性联络管及摇臂式活动联络管。

(1) 柔性联络管: 采用橡胶软管(表1-11-10), 长度根据需要确定, 两端用法兰连接(图1-11-15)。其优点是: 结构简单, 能适应船体各种方向的位移、摇摆和颠簸; 其缺点是: 承压低, 使用年限短。

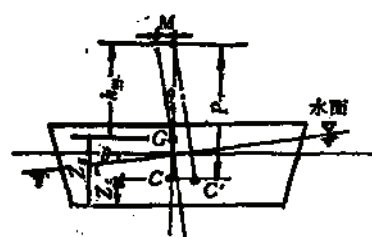


图 1-11-14 横倾角计算图

M —稳心, G —重心, C —浮心

吸引及排吸胶管规格[4]

表 1-11-10

管 内 径 (mm)	介 质: 水		
	参 考 外 径 (mm)	工 作 压 力 (MPa)	工 作 压 力 (MPa)
61	70~76	0.6, 0.9, 1.2	0.8, 1.2, 1.5
64	86~91	0.6, 0.9, 1.2	0.8, 1.2, 1.5
76	98~104	0.6, 0.9, 1.2	0.8, 1.2, 1.5
89	113~119	0.6, 0.9, 1.2	0.8, 1.2, 1.5
102	128~132	0.6, 0.9, 1.2	0.8, 1.2, 1.5
127	154~162	0.6, 0.9, 1.2	0.8, 1.2
152	183~191	0.6, 0.9, 1.2	0.8, 1.2
203	258~242	0.6, 0.9	
254	291~297	0.6, 0.9	

(2) 摇臂式活动联络管: 在岸边设置高于正常水位的支墩或框架, 以支承连接排水干管与摇臂管的活动接头, 泵船以该点为轴心随水位变化上下移动。



图 1-11-15 柔性联络管连接

套筒式旋转接头, 由五个旋转套筒组成, 能适应空间三相的活动, 一般船上一端放三个, 岸上一端放两个(图1-11-16、图1-11-17、图1-11-18)。其优点是: 各种管径均能适用, 加工制造简单, 不需要经常更换接头, 操作管理方便。其缺点是: 旋

转套筒数目较多，转动摩擦力大，不灵活，易漏水，摇臂弯头及管子较重，接头处易受扭力和变形。

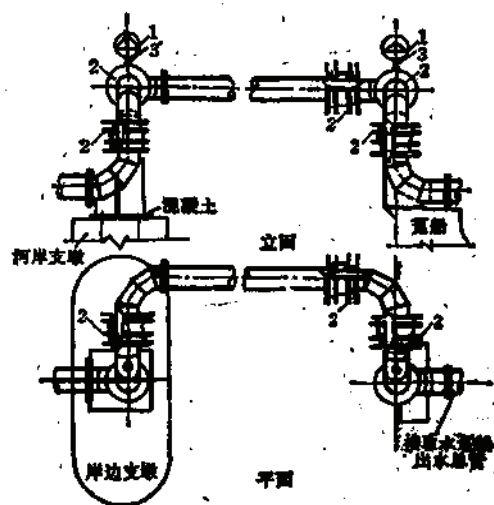


图 1-11-16 摇臂式套筒旋转接头连接(甲型)

1—双口排气管; 2—套筒旋转接头; 3—小球阀

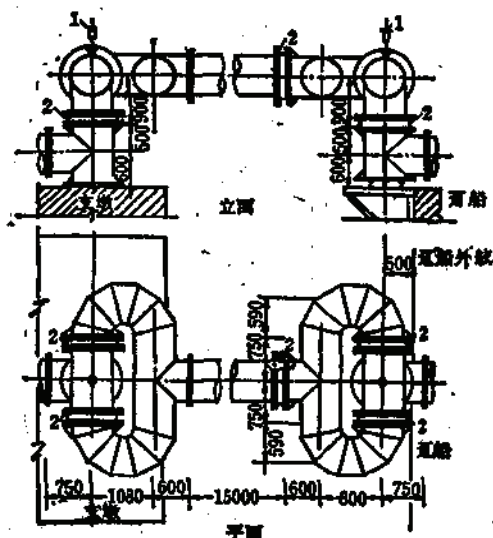


图 1-11-17 摇臂式套筒旋转接头连接(乙型)

1—双口排气管; 2—套筒旋转接头

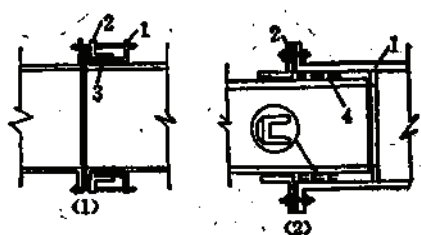


图 1-11-18 套筒旋转接头大样

1—压盖; 2—套筒; 3—填料; 4—橡胶圈

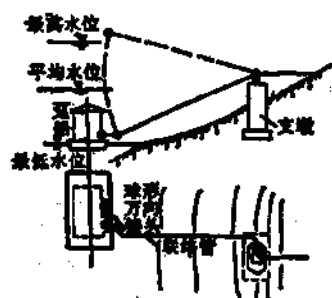


图 1-11-19 摇臂式球形万向接头连接

球形万向接头：由两个球形万向接头与曲臂式联络管组成(图1-11-19、图1-11-20)。其优点是：不需要经常更换接头，操作管理简单；万向接头转动灵活，使用方便，比套筒式更能适应泵船位移、颠簸和摇摆等情况。其缺点是：球形万向接头加工制造较复杂，一般多使用于直径350mm以下的管道。

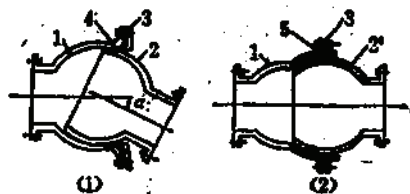


图 1-11-20 球形万向接头大样

1—外壳; 2—球心; 3—压盖; 4—油麻填料; 5—橡胶止水圈

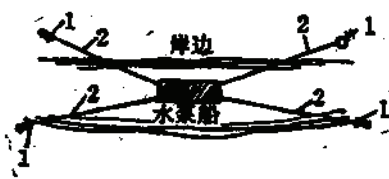


图 1-11-21 四角锚系布置图

1—岸上固定系统柱; 2—系留绳索

4. 泵船的锚系

为使泵船稳定地停泊在正常工作位置上, 以及不致使风压全部传递到联络管上, 泵船应有良好的锚系。

根据露天矿集水坑不大, 且所受风压较小的特点, 一般采用四角锚系, 即在集水坑两岸设置固定系统缆桩, 用钢丝绳把泵船四角系上, 用手摇绞车或船用绞盘调节松紧(图1-11-21)。

5. 水泵船使用实例

茂名露天矿使用水泵船排水, 已有十多年历史, 效果良好。图1-11-22为该矿使用套筒式联络管(乙型)的水泵船总体布置图。图1-11-23为水泵船的平面布置图。

为提供设计参考, 现将部分水泵船标准设计的船体规格及水泵型号规格列于表1-11-11, 部分已有水泵船(趸船)取水构筑物简况列于表1-11-12。

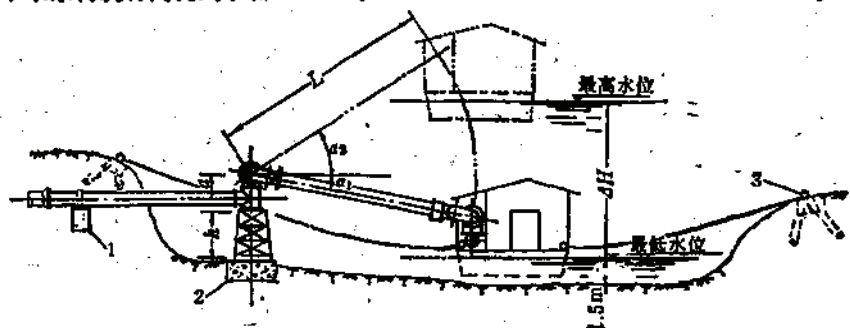


图 1-11-22 茂名露天矿水泵船总体布置图

1—止推支墩；2—岸边支架；3—系统缆桩

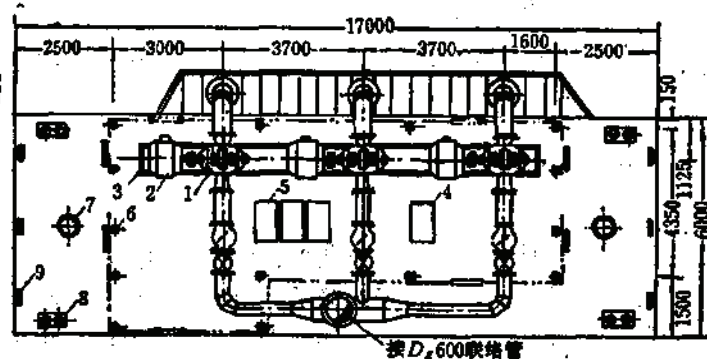


图 1-11-23 茂名露天矿水泵船平面布置图

1—水泵12HDC；2—电机JS138-4(6kV, 300kW)；3—机泵底座；4—进线高压开关；5—动力配电高压开关；6—量架；7—船用绞盘；8—系统缆桩；9—导缆槽

11.1.5.3 潜水泵移动泵站

潜水泵用之于露天矿排水, 有水泵船和一般半固定泵站无法比拟的优点: 不怕水淹, 不需要泵房, 安装移设方便, 易实现远距离遥控, 因此, 国内外使用日趋普遍。其缺点主要是: 当前国产露天矿用潜水泵品种少(只有立式, 没有卧式和倾斜式的), 价格贵(约为同规格普通卧泵价格的4倍左右), 对水质要求高[GB2817—81规定, 含砂量(重量比)<

表 1-11-11

标准设计的箱体规格及水泵型号

箱号	箱体尺寸		编号	页数	适用范围		水泵布置		设备型号		吸水管 管径 (mm)	总出水管 管径 (mm)	配 套 图 集	
	长 (m)	宽 (m)			单箱流量 (m ³ /h)	箱 体 (m)	安装 台数	工作 台数	水泵型号	电机型号			采用解黏时	采用解黏时
1	15.5	4.8	S 633.1	1-1	432~1080	50~90	3	两用一备	10Sh-6A	JS114-4	350	350	S 633.2, S 642	S 633.3, S 642
	[15.6]	[5.0]							6Sh-6 6HJC	J91-2 J91-2	250 300	300 300	S 643, S 645	S 644, S 645
2	13.5	4.8	S 634.1-1	1-1	300~1000	25~69	3	两用一备	10SA-6D	J92-6	350	350	S 634.2, S 642	S 634.3, S 642
	[14.0]	[5.0]							10SA-6E 10Sh-13 6SA-7 6SA-7A 6SA-7B 6SA-7 6HJC	J91-6 J91-4 J91-4 J92-4 J92-4 J91-4 J92-2	350 350 300 300 300 300 250 250	S 643, S 645	S 644, S 645	
3	12.5	4.8	S 635.1	1-1	342~872	37~71	2	一用一备	12Sh-9	JS117-4	450	350	S 635.2, S 642	S 635.3, S 642
	[13.0]	[5.0]							12Sh-9A 12Sh-9B 12Sh-6 10Sh-6A	JS116-4 JS114-4 JS115-4 JS114-4	450 450 350 350	300 300	S 643, S 645	S 644, S 645
4	12.0	4.6	S 636.1-2	1-1	400~936	25~42	2	一备一用	12HJC ₀	JS116-6	450	350	S 636.2, S 642	S 636.3, S 642
	[12.5]	[5.0]							12HJC ₀ 10SA-6C	J92-6 JS116-6	400 350	300	S 643, S 645	S 644, S 645
5	12.0	4.6	S 638.1-2	1-1	204~650	26~84	3	两用一备	6Sh-9	J92-2			S 638.2, S 642	S 638.3, S 642
	[12.5]	[5.0]							6Sh-9A 6Sh-13 6Sh-13A 6Sh-6 6Sh-6A 6Sh-9 6Sh-9A	J91-2 J91-2 J91-2 J91-2 J92-2 J92-2 J91-2	300		S 643, S 645	S 644, S 645

已有趸船取水构筑物简况

表 1-11-12

水 源	设计水量 (m^3/d)	流 速 (m/h)	水位 变幅 (m)	圆 船					取 水 设 备			输电线路	锚固设施	移		备 注			
				材 料	数量 (只)	长 (m)	宽 (m)	吃水 (m)	干舷 (m)	排水量 (t)	水泵型号			台数	电动机 (kW)		人数	时间	方法
江 长	24×10^3		35.5	木	1	15	6	1	0.5	77	8HJ6	1	380	电线	岸边系梯	8	人工		
江 嘉陵	25×10^3		30.5	木	1	21	5	0.7	0.8	75	8HJ6、12H9	2、1	380	架空	岸边系梯	10	3~4 人工		
江 沱江	25×10^3		18.36	木	1	21	5	0.7	0.8	18	10H-9	3	380	架空	岸边系梯	5	0.5~1 绞盘		
江 嘉陵	3×10^4	1	30.5	木、钢	1、1	10	5	0.7	0.3	30	DA、8H-9、10H-8	5、1、2	380	架空	岸边系梯	6~7	1 人工		
江 长	85×10^3		35.0	木	1	20	7	0.75	0.75	90	10H-6	3	380	电线	岸边系梯	15~18	1 人工		
江 长	39×10^3		20.0	木	1	28	5	1.2	0.8	145	卧 式	2	380	地面	岸边系梯	8	1~2 人工		
江 长	492×10^3		22.5	钢丝网水泥	1	18	7.7	0.7	0.8	85	12H-6A	2	6×10^3	架空	岸边系梯	14			
江 沱江	57×10^3	2	12.02	木	1	21.8	6.6	0.55	0.95	67	12H13	3	380	地面	岸边系梯				
江 嘉陵	76×10^3	1	30.17	木	3	12.6	6	0.3	0.9	3×19	12H-6	3	6×10^3	水下	船侧梯及				
江 汉	19×10^3		19.0	钢	2	16.5、15.9	9.4、8.2								岸边系梯	7~8	3 绞盘		
江 汉	2×10^3		19.0	钢	3	14、15.9、17.5	8.0、8.1、8.8	0.6											

水 源	管 径 (mm)	材料	长 度 (m)	接头	输 水 斜 管			运行平衡情况	投 产 年 月	备 注	
					管 径 (mm)	材 料	坡 度				叉管高差
江 长	200	钢	4	球形	200	钢	25~60	向内倾5厘米	1962年7月	双联钢管 双联钢管与双输水管 二只木船并船而成 设计水量按全部取水设备计 设计水量系统生产能力	
江 嘉陵	250	钢	18	球形	350	钢	19.5	基本平衡	1959年2月		
江 沱江	300	钢	7.54	球形	400	钢	25~30	基本平衡	1961年5月		
江 嘉陵	250	钢	12~18	球形	350	钢	50~60	纵向倾斜20cm	1955年		
江 长	250	橡胶	9	球形	450	钢	1~2	基本平衡	1959年		
江 长	450	钢	15	球形	600	钢	26	纵向倾斜	1958年		
江 沱江	300	钢	13	球形	400	钢	19.5~40	内倾5cm	1957年		
江 嘉陵	450	钢	6	球形	900	钢	18	纵向倾斜30cm	1956年7月		
江 汉	200	钢	7.2	球形	350	铸钢	15~31	基本平衡	1961年12月		
江 汉	400	铸钢	18	球形	450、750	铸钢	30	基本平衡	1958年		
江 汉	400、600				500、700				1916年~1934年		

0.01%]这些缺点在相当程度上限制了潜水泵的应用。

目前,有些矿山,为了克服潜水泵的现存缺点,常常配有两种类型的泵进行排水,即潜水泵只在雨季有淹矿威胁的大暴雨时使用,尽量延长其服务年限,而在旱季和没有淹矿威胁的正常降雨时采用普通卧式离心泵排水,二者结合,扬长避短,效果颇佳。

图1-11-24是眼前山露天矿潜水泵安装的两种方式。该矿潜水泵为QKSG1300-500-850/115型,外形短胖(总高2.5m,最大外径1.136m,其技术性能见表1-11-13),较适合露天矿使用。其缺点是,必须立着使用,需挖4~5m深的泵坑,施工比较困难。

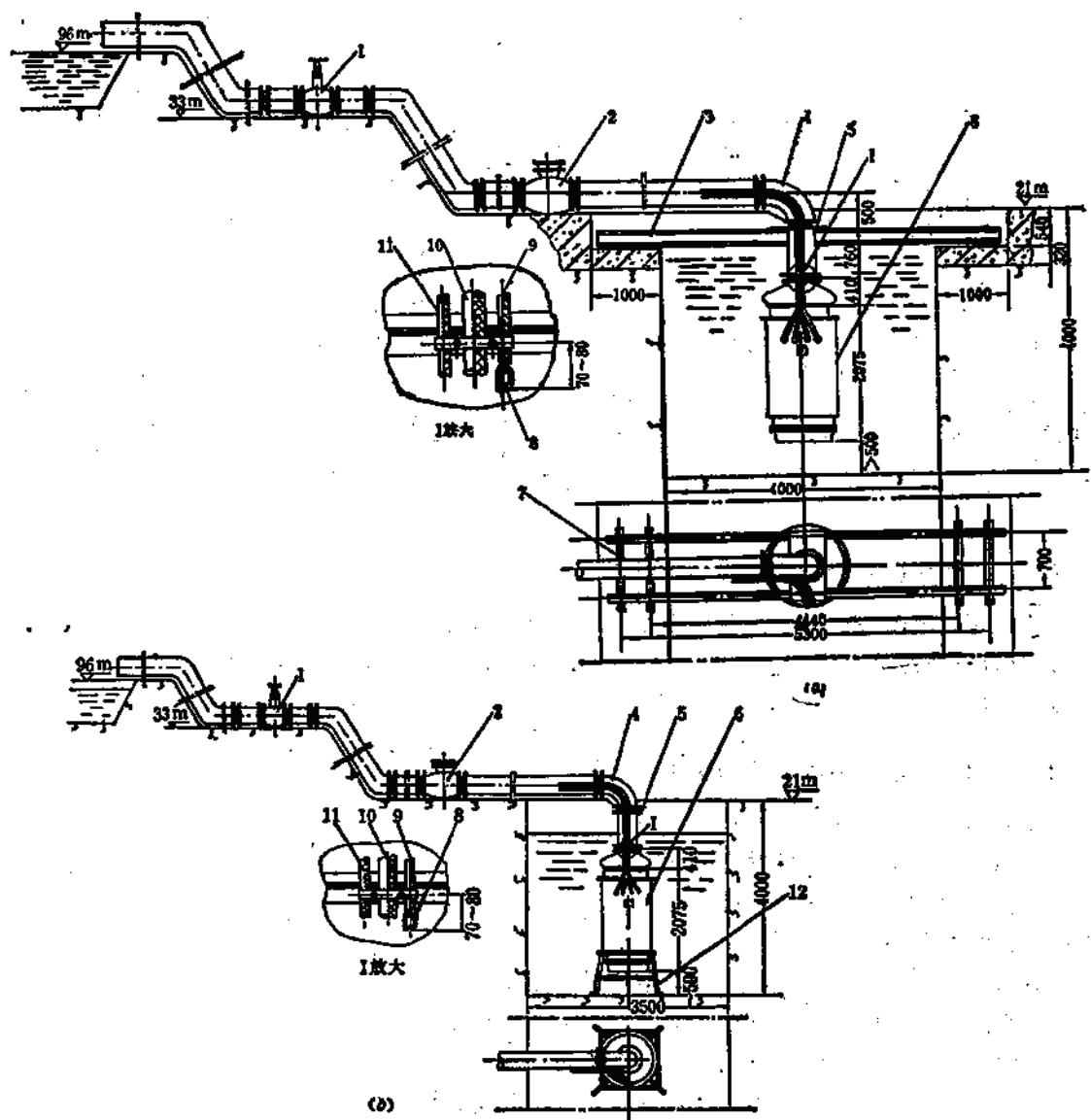


图 1-11-24 眼前山露天矿潜水泵安装布置图

(a) 横梁式悬挂安装图, (b) 架子式安装图

1—闸阀; 2—止回阀; 3—横梁; 4—弯管; 5—吊挂法兰; 6—水泵; 7—支承梁; 8—水位电极; 9—水位电缆; 10—动力电缆; 11—测温电缆; 12—安装架

11.1.5.4 其他形式移动泵站

1. 水平移动泵车

图1-11-25为澳大利亚GOLDSWORTHY露天矿采用的水平移动泵车的排水系统图。

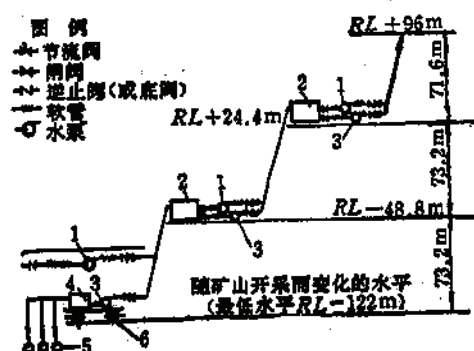


图 1-11-25 澳大利亚GOLDSWORTHY露天矿采场排水系统图

1—紧急情况备用泵 $Q=405\text{m}^3/\text{h}$, $H=84\text{m}$, 180kW ; 2— 90m^3 贮水池; 3—正常情况排水泵 $Q=135\text{m}^3/\text{h}$, $H=84\text{m}$, 56kW ; 4— 6.4m^3 贮水池; 5—潜水泵; 6—移动泵车

该排水系统有如下特点:

(1) 泵车移动方便, 可以用汽车拖着跟随采掘工作面不断移动, 暴雨期间有淹没威胁时可迅速撤离最低水平。

(2) 采用分段接力排水, 各分段的高差大体相等, 有利于提高水泵的“扬程服务年限”。该排水系统的使用条件是: 矿区气候干燥, 地下水量不大, 但有时受台风影响, 暴雨迅猛, 降水量极大。

2. 斜坡移动泵车

斜坡移动泵车与水泵船相比, 需要有适宜坡度和良好工程地质条件的斜坡轨道, 投资较大; 暴雨时移车困难, 安全性差; 最主要的缺点是移车时必须停止排水, 不能适应水位迅速变化的要求; 因此, 矿山的使用日渐减少, 不再详述。

11.1.6 露天矿新水平过渡的排水设备

新水平过渡阶段的排水设备应根据工作特点, 按照水量大小, 选择能适应频繁移动的低扬程(视阶段高度而定, 一般为 $10\sim 25\text{m}$)轻便水泵, 将水排至上一水平的主排水, 在系再排出采场。

11.1.7 水泵、水泵船和管道的防腐蚀措施

水泵防腐蚀措施见本章“11.2.6.1”节。

11.1.7.1 水泵船防腐蚀措施

船体外表面一般用环氧树脂漆防护。茂名露天矿水质 $\text{pH}\geq 3.8$, 使用焦油环氧漆, 效果良好, 配方如下:

A组: 6010环氧树脂: 甲苯 = $85\%: 15\%$ (质量比)

B组: 煤焦油: 甲苯 = $85\%: 15\%$ (质量比)

C组: 丙酮: 乙二胺 = $1: 1$ (体积比)

$A: B: C = 1: 1: 0.1\sim 0.13$ (质量比)

消耗指标: 6010环氧树脂 $0.12\sim 0.15\text{kg}/\text{m}^2$ 。

船舱内表面可用一般防护漆, 钢船刷红丹和过氯乙烯漆, 钢丝网水泥船刷沥青漆。

水泥船表面呈碱性, 需酸洗后再刷油漆。

11.1.7.2 管道防腐蚀措施

1. 钢管道外表面防腐

(1) 明设钢管: 一般先将管表面除锈打磨干净, 然后刷 1~2 遍红丹, 干后再刷两遍防锈漆。

(2) 设在地沟内的钢管: 一般将管表面打磨干净后, 先刷 1~2 遍红丹漆或冷底子油, 再刷两遍热沥青。

(3) 埋地钢管: 应根据管道周围土壤对钢管的腐蚀, 按本书第九章表 1-9-30 选择防腐层的结构。

埋地管道在穿越铁路、公路、河流、盐碱沼泽地、隧洞等地段一般采用加强防腐, 穿越电气铁路的管道需采取特加强防腐。

2. 钢管及铸铁管内表面防腐 (见本章“11.2.6.2”节)

11.1.8 电耗计算、基建投资和排水费用

露天矿逐年延伸, 采掘深度和汇水面积逐年增加, 因此排水电耗必须分水平分年度逐一计算, 即

$$W_n = \frac{Q_n H_p \rho_s g}{3.6 \times 10^3 \eta_p \eta_{el} \eta_{sw}} \quad (1-11-22)$$

式中 W_n ——某开采水平某年的电耗量, kW·h,

Q_n ——某开采水平某年的正常降雨径流量与地下涌水量之和, m^3 ,

H_p ——某开采水平某年的水泵工况点扬程, m,

ρ_s ——矿坑水的密度, 一般取 $\rho_s = 1020 \text{ kg/m}^3$,

g ——重力加速度, m/s^2 ,

η_p ——某开采水平某年的水泵工况点效率,

η_{el} ——电动机效率,

η_{sw} ——电网效率。

露天矿整个开采期间的年平均排水电耗

$$W_p = \frac{\sum W_n}{N} \quad (1-11-23)$$

式中 W_p ——露天矿开采期间年平均排水电耗, kW·h,

N ——露天矿开采年限。

露天矿逐年的吨矿电耗和整个开采期间的年平均吨矿电耗可参照本章“11.2.7.1”节公式 (1-11-53) 进行计算。

基建投资和排水费用见本章“11.2.7.2”和“11.2.7.3”节。

11.2 地下矿排水设施

11.2.1 地下矿排水系统的确定

地下矿排水系统包括两方面的内容:

就平面而论, 有集中排水和分区排水之分。若矿区范围不大, 通常采用集中排水, 若

矿区范围很大,井筒数目较多,可以考虑分区排水,各分区自成系统。

就立面而论,有一段排水和分段排水之分。若矿井开采水平数不多,且下水平涌水量大于上水平涌水量时,通常采用一段排水,即将泵房建在最下水平,一次将水排至地表,若矿井较深,开采水平数较多,则情况比较复杂,一般应通过技术经济比较来确定排水系统。

采用一段排水,系统简单,开拓工程量小,基建投资和管理费用低,但上一水平的水要流到下一水平再排出,则增加了电耗。二者需权衡利弊,决定取舍。在一般情况下,若上部水平涌水量很大,下部水平涌水量很小,宜采用分段排水(主排水泵站通常建立在涌水量最大的水平);反之,宜采用一段排水。

当采用一段排水时,应按照节能的原则,尽可能利用上部水平涌水的位能(例如将上部水平的涌水用管子接入下部水平水泵的吸水管中)。

若因工农业需要,需增加水泵扬程时,应通过技术经济比较确定。

在技术经济合理的前提下,排水系统应尽量简化。

11.2.2 地下矿排水设备的选择计算

11.2.2.1 排水设备选择的一般原则

(1)在雨季长涌水量大的矿井中,井下主排水设备应由同类型三台泵组成,其中任意一台泵的排水能力,必须在20h内排出一昼夜的正常涌水量(包括充填水及其他用水);两台同时工作时,能在20h内排出一昼夜的最大涌水量。

当井下正常涌水量需要两台或多于两台同类型水泵才能排出时,备用水泵的能力应不少于正常工作水泵能力的50%;检修水泵可视具体情况设置1~2台。

当井下最大涌水量超过正常涌水量一倍以上时,水泵台数除至少应有一台备用外,其余水泵应能在20h内排除一昼夜最大涌水量。

(2)在雨季短的地区,正常涌水量不大于50m³/h,并且最大涌水量不大于100m³/h的矿井,主排水设备可以安设两台同类型水泵,而其中任意一台都能在20h内排出矿井24h的正常涌水量。

(3)对涌水量大、水文地质条件复杂、有突然涌水可能的矿山,应根据情况增设水泵,或在主排水泵房内预留安装水泵的位置。必要时,应辅之以其他防治水措施,如预先疏干或局部堵水等,综合治理(详见本书第二篇矿山防治水);或选择不怕淹的潜水泵排水。

11.2.2.2 按正常涌水量和排水高度初选水泵

1.按正常涌水量确定排水设备所必须的排水能力

$$Q' = \frac{Q_{24}}{20} \quad (1-11-24)$$

式中 Q' ——正常涌水期间排水设备所必须的排水能力, m³/h;

Q_{24} ——矿井正常涌水量, m³/d。

2.按排水高度估算排水设备所需要的扬程

$$H' = KH, \quad (1-11-25)$$

式中 H' ——排水设备所需要的扬程, m;

K ——扬程损失系数。对于竖井, $K=1.08\sim1.1$, 井筒深时取小值, 井筒浅时取

大值, 对于斜井, $K=1.1\sim 1.25$, 倾角大时取小值, 倾角小时取大值;
 H_p ——排水高度, 可取与配水巷连接处水仓底板至排水管出口中心的高差, m。

3. 初选水泵

水泵的型号规格应根据 Q' 、 H' 和水质情况选择。

在选择水泵时, 还应注意以下两点:

(1) 在满足扬程 H' 的前提下, 应尽可能选择高效率、大流量的水泵, 以节约能源, 减少水泵台数, 增加排水工作的可靠性^[97]。

(2) 应注意所选水泵的“允许吸上真空高度 H_s ”或“必需汽蚀余量 $NPSH$ ”, 使之能满足水仓和泵房在配置上的需要^[100]。

矿山常用水泵的适用范围见图1-11-26, 其技术性能见表1-11-13, 其性能曲线见图1-11-27至图1-11-56。

4. 确定所需水泵台数

所需水泵总台数应根据水泵流量和“11.2.2.1”节所述的原则确定, 使之既能满足正常排水的需要, 又能满足最大排水的需要。

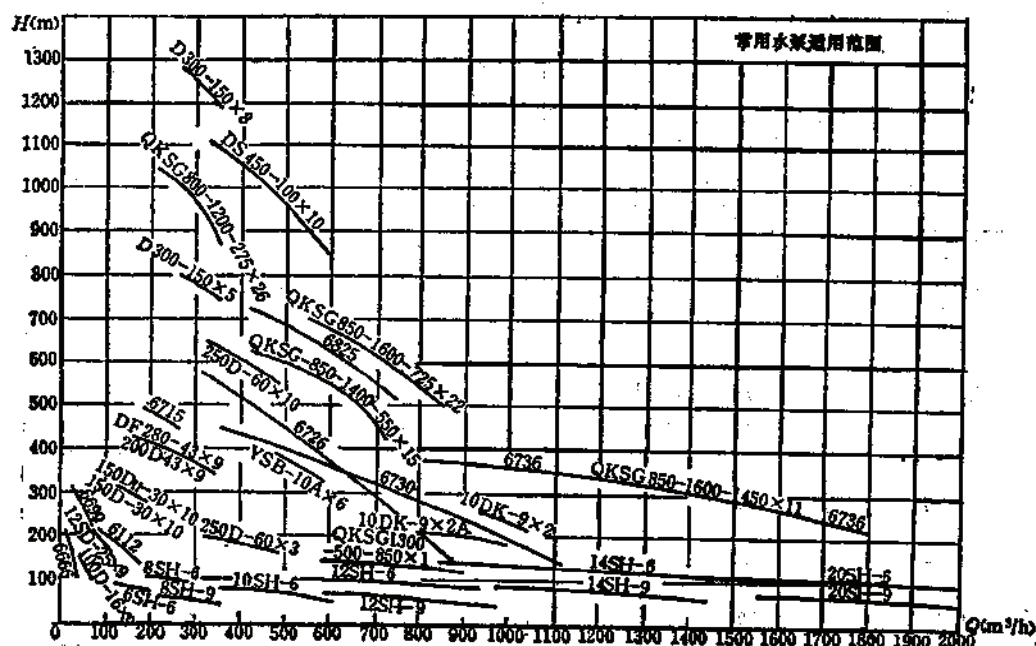


图 1-11-26 常用水泵适用范围

常用水泵性能表

表 1-11-13

水泵型号	流量	扬程	转数	轴功率	电动机		允许吸上 真空高度 H _s (m)	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考价格 (元/ 台)
	(m ³ / h)	(m)	(r/min)	(kW)	型号	功率 (kW)					
1. Sh型单级、双吸、水平中开离心泵											
6Sh-6	126	84	2950	40		55	5	72	251	165	
	162	78		46.5				74			
	198	70		52.4				72			
6Sh-6A	113	67	2950	30		40	5	68	223	165	
	144	62		33.8				72			
	180	55		38.5				70			
8Sh-6	180	100	2950	71.3		100	4.5	69	282	309	
	234	93.5		81				73.5			
	288	82.5		86.4				75			
8Sh-9	216	69	2950	55		75	5.3	74	233	242	
	288	62.5		61.7			4.5	79.5			
	351	50		67.8			3	70.5			
10Sh-8	360	71	1470	99.5		135	5.5	70	480	528	
	486	65.1		112.6				76.5			
	612	56		126				74			
10Sh-8A	342	61	1470	72		115	6	79	430	528	
	468	54		88				80			
	540	50		98				75			
12Sh-6	590	98	1470	213		300	5.4	74	540	857	
	792	90		250			4.5	77.5			
	936	82		279			3.5	75			
12Sh-6A	576	88	1470	190		260	5.5	71	510	857	
	756	78		217			4.7	74			
	918	70		246			3.6	71			
12Sh-6B	540	72	1470	151		230	5.8	70	475	857	
	720	67		180			4.9	73			
	900	57		200			3.8	70			
12Sh-9	576	65	1470	127.5		190	4.5	80	485	773	
	792	58		150				83.5			
	972	50		167.5				79			
12Sh-9A	529	55	1470	99.2		165	4.5	80	402	773	
	720	49		115.6				83			
	893	42		131				78			
14Sh-6	850	140	1470	462		680	3.5	70	655	1580	
	1250	125		545				78			
	1660	100		625				72.5			

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转数 (r/min)	轴功率 (kW)	电动机		允许吸上 真空高度 H_s (m)	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考价 格 (元/台)
					型号	功率 (kW)					
14Sh-6A	803	125		392				70			
	1181	112	1470	481		570	3.5	75	620	1580	
	1570	90		562				68.5			
14Sh-6B	745	108		317				69			
	1098	96	1470	398		500	3.5	74	575	1580	
	1458	77		470				70			
14Sh-9	972	80		275				77			
	1260	75	1470	322		410	3.5	80	500	1200	
	1440	65		323				79			
14Sh-9A	900	70		220				78			
	1170	65	1470	247		300	3.5	84	465	1200	
	1332	56		257				79			
14Sh-9B	828	59		178				75			
	1080	55	1470	198		260	3.5	82	428	1200	
	1224	47.5		206				77			
20Sh-6	1450	107.5		585				72.5			
	2016	98.4	970	680		850	4	79.5	860	2513	
	2300	89		735				76			
20Sh-6A	1349	93		490				70			
	1870	85	970	564		650	3.6	77	800	2499	
	2140	77		607				74			
20Sh-9	1550	66		340				82			
	2016	59	970	390		520	4	83	682	2747	
	2450	50		433				77			
20Sh-9A	1405	58		300				74			
	1910	50	970	346		380	4	75	640	2740	
	2270	42		360				72			

2.10DK型单吸、多级、水平中开离心泵(长沙水泵厂)

10DK-9×2	1368	220		970				88			
	1188	240	1450	914		1250		85	595	2800	
	936	250		820				80			
10DK-9×2A	1000	182		590			2.0	85			
	800	204	1450	543		680	2.8	82	545	2800	

3.D型多级分段式离心泵

100D-16×2	37.6	36.8		5.6			6.7	71			
	54.0	31.0	2950	6.0		7.5	6.6	76			
	72.0	20.4		6.3			6.3	66			

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转数 (r/min)	轴功率 (kW)	电动机		允许吸上 真空高度 H _s (m)	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考价格 (元/台)
					型号	功率 (kW)					
100D-16×3	37.6	55.2	2950	8.4		13	6.7	71			
	54.0	46.6		9.0			6.6	76			
	72.0	30.6		9.45			6.3	66			
100D-16×4	37.6	73.6	2950	11.2		17	6.7	71			
	54.0	62.0		12.0			6.6	76			
	72.0	40.8		13.6			6.3	66			
100D-16×5	37.6	92.0	2950	14.0		22	6.7	71			
	54.0	77.5		15.0			6.6	76			
	72.0	51.0		16.75			6.3	66			
100D-16×6	37.6	110.4	2950	16.8		22	6.7	71			
	54.0	93.0		18.0			6.6	76			
	72.0	61.2		19.9			6.3	66			
100D-16×7	37.6	128.8	2950	19.6		30	6.7	71			
	54.0	105.8		21.0			6.6	76			
	72.0	71.4		33.05			6.3	66			
100D-16×8	37.6	147.2	2950	22.4		30	6.7	71			
	54.0	124.0		24.0			6.6	76			
	72.0	81.6		26.2			6.3	66			
100D-16×9	37.6	165.6	2950	25.2		40	6.7	71			
	54.0	139.5		27.0			6.6	76			
	72.0	91.8		28.35			6.3	66			
125D-25×2	72.0	51.2	2950	14.2		22	6.0	70.5			
	101	43.0		15.2				77.5			
	119	35.0		15.3				74.0			
125D-25×3	72.0	76.8	2950	21.3		30	6.0	70.5			
	101	64.5		22.8				77.5			
	119	52.5		22.95				74.0			
125D-25×4	72.0	102.4	2950	28.4		40	6.0	70.5			
	101	86.0		30.4				77.5			
	119	70.0		30.6				74.0			
125D-25×5	72.0	128	2950	35.5		55	6.0	70.5			
	101	107.5		38.0				77.5			
	119	87.5		38.25				74.0			
125D-25×6	72.0	153.6	2950	42.6		75	6.0	70.5			
	101	129.0		45.6				77.5			
	119	105.0		45.9				74.0			
125D-25×7	72.0	179.2	2950	49.7		75	6.0	70.5			
	101	150.5		53.2				77.5			
	119	122.5		53.55				74.0			

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转 数 (r/min)	轴功率 (kW)	电 动 机		允许吸上 真空高度 H _s (m)	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考 价格 (元/ 台)
					型 号	功 率 (kW)					
125D-25×8	72.0	204.8	2950	56.8		75	6.0	70.5			
	101	172.0		60.8				77.5			
	119	140.0		61.2				74.0			
125D-25×9	72.0	203.4	2950	63.9		100	6.0	70.5			
	101	193.5		68.4				77.5			
	119	157.5		68.5				74.0			
150D-30×3	119	93.0	1480	40.6		75	7.0	74	305	575	
	155	87.0		47.6			6.5	77			
	190	79.5		55.2			5.8	75			
150D-30×4	119	124	1480	54.2		100	7.0	74	305	680	
	155	116		63.5			6.5	77			
	190	106		73.5			5.8	75			
150D-30×5	119	155	1480	67.2		115	7.0	74	305	750	
	155	145		79.5			6.5	77			
	190	133		92.0			5.8	75			
150D-30×6	119	186	1480	81.4		135	7.0	74	305	840	
	155	174		95.0			6.5	77			
	190	159		110			5.8	75			
150D-30×7	119	217	1480	95.0		155	7.0	74	305	930	
	155	203		111			6.5	77			
	190	186		129			5.8	75			
150D-30×8	119	248	1480	108		180	7.0	74	305	1020	
	155	232		127			6.5	77			
	190	212		147			5.8	75			
150D-30×9	119	279	1480	122		180	7.0	74	305	1110	
	155	261		143			6.5	77			
	190	239		166			5.8	75			
150D-30×10	119	310	1480	135		225	7.0	74	305	1200	
	155	290		160			6.5	77			
	190	265		184			5.8	75			
200D-43×2	190	90.6	1480	64.6		110	7.2	73	360	750	
	288	81.6		80.0			5.7	80			
	346	74.0		88.6			4.5	78			
200D-43×3	190	135.9	1480	96.9		150	7.2	73	360	875	
	288	122.4		120.0			5.7	80			
	346	111.0		132.9			4.5	78			
200D-43×4	190	181.2	1480	129.2		230	7.2	73	360	1000	
	288	163.2		160.0			5.7	80			
	346	148.0		177.2			4.5	78			

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转数 (r/min)	轴功率 (kW)	电动机		允许吸上 真空高度 H _s (m)	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考价 (元/台)
					型号	功率 (kW)					
200D-43×5	190	226.5	1480	161.5		300	7.2	73	360	1130	
	288	204.0		200.0			5.7	80			
	346	185.0		221.5			4.5	78			
200D-43×6	190	271.8	1480	193.8		300	7.2	73	360	1260	
	288	244.8		240.0			5.7	80			
	346	222.0		265.8			4.5	78			
200D-43×7	190	317.1	1480	226.1		350	7.2	73	360	1420	
	288	285.6		280.0			5.7	80			
	346	259.0		310.1			4.5	78			
200D-43×8	190	362.4	1480	258.4		410	7.2	73	360	1580	
	288	326.4		320.0			5.7	80			
	346	296.0		354.4			4.5	78			
200D-43×9	190	407.7	1480	290.7		440	7.2	73	360	1740	
	288	367.2		360.0			5.7	80			
	346	333.0		398.7			4.5	78			
250D-60×3	330	193.5	1480	235.9		360	6.2	74	430	1750	
	420	180		257.0			5.5	80			
	485	166.5		268.7			4.5	82			
250D-60×4	330	258	1480	314.5		500	6.2	74	430	2000	
	420	240		342.6			5.5	80			
	485	222		358.3			4.5	82			
250D-60×5	330	322.5	1480	393.1		680	6.2	74	430	2250	
	420	300		428.3			5.5	80			
	485	277.5		447.9			4.5	82			
250D-60×6	330	387	1480	471.7		680	6.2	74	430	2600	
	420	360		514.0			5.5	80			
	485	330		532.6			4.5	82			
250D-60×7	330	451.5	1480	550.3		850	6.2	74	430	2750	
	420	420		599.6			5.5	80			
	485	388.5		627.1			4.5	82			
250D-60×8	330	516	1480	628.9		850	6.2	74	430	3000	
	420	480		685.3			5.5	80			
	485	444		716.8			4.5	82			
250D-60×9	330	580.5	1480	707.6		1050	6.2	74	430	3250	
	420	540		771.0			5.5	80			
	485	499.5		806.2			4.5	82			
250D-60×10	330	645	1480	786.2		1050	6.2	74	430	3500	
	420	600		856.6			5.5	80			
	485	555		895.8			4.5	82			

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转 数 (r/min)	轴功率 (kW)	电 动 机		允许吸上 真空高度 H_s (m)	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考 价格 (元/ 台)
					型号	功率 (kW)					

4. DS450-100型多级分段式离心泵(北京水泵厂)

DS450-100×4	320	440	2980	620		800	5	62	300	3100	
	450	400		672				73			
	600	336		776				71			
DS450-100×5	320	550	2980	775		1000	5	62	300	3300	
	450	500		840				73			
	600	420		970				71			
DS450-100×6	320	660	2980	930		1250	5	62	300	3500	
	450	600		1008				73			
	600	504		1164				71			
DS450-100×7	320	770	2980	1085		1600	5	62	300	3700	
	450	700		1176				73			
	600	588		1358				71			
DS450-100×8	320	880	2980	1240		1600	5	62	300	3900	
	450	800		1344				73			
	600	672		1652				71			
DS450-100×9	320	990	2980	1395		2000	5	62	300	4100	
	450	900		1612				73			
	600	756		1745				71			
DS450-100×10	320	1100	2980	1550		2000	5	62	300	4300	
	450	1000		1680				73			
	600	840		1940				71			

5. D300-150型多级分段式离心泵(沈阳水泵厂)

D300-150×5	270	800	2985	795		1000		74			
	300	790		840				76.5			
	360	745		880				78			
D300-150×6	270	960	2985	954		1250		74			
	300	948		1008				76.5			
	360	894		1056				78			
D300-150×7	270	1120	2985	1113		1250		74			
	300	1106		1176				76.5			
	360	1048		1232				78			
D300-150×8	270	1280	2985	1272		1600		74	335	3900	
	300	1264		1344				76.5			
	360	1192		1408				78			
D300-150×9	270	1440	2985	1431		1600		74	335	4200	
	300	1422		1513				76.5			
	360	1341		1585				78			

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转 数 (r/min)	轴功率 (kW)	电 动 机		允许吸上 真空高度 H _s (m)	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考 价格 (元/ 台)
					型 号	功 率 (kW)					

6. DF型单吸多级耐腐蚀泵(长沙水泵厂)

DF280-43×3	168	141		93.6			7	69			
	280	129	1480	127.8		160	5.5	77	360	930	
	336	114		141			3.9	74			
DF280-43×4	168	188		124.8			7	69			
	280	172	1480	170.4		220	5.5	77	360	1040	
	336	152		188			3.9	74			
DF280-43×5	168	235		156			7	69			
	280	215	1480	213		250	5.5	77	360	1150	
	336	190		235			3.9	74			
DF280-43×6	168	282		187.2			7	69			
	280	258	1480	255.6		320	5.5	77	360	1260	
	336	228		282			3.9	74			
DF280-43×7	168	329		218.4			7	69			
	280	301	1480	298.2		360	5.5	77	360	1370	
	336	266		329			3.9	74			
DF280-43×8	168	376		249.6			7	69			
	280	344	1480	340.8		440	5.5	77	360	1480	
	336	304		376			3.9	74			
DF280-43×9	168	423		280.8			7	69			
	280	387	1480	383.4		440	5.5	77	360	1590	
	336	342		423			3.9	74			

7. D₁型单吸多级耐腐蚀泵(沈阳水泵厂)

150D ₁ -30×3	119	93		40.6			7	74			
	155	87	1480	47.6		75	6.5	77	305	575	
	190	79.5		55.2			5.8	75			
150D ₁ -30×4	119	124		54.2			7	74			
	155	116	1480	63.6		100	6.5	77	305	660	
	190	106		73.5			5.8	75			
150D ₁ -30×5	119	155		67.2			7	74			
	155	145	1480	79.6		115	6.5	77	305	750	
	190	133		92			5.8	75			
150D ₁ -30×6	119	186		81.4			7	74			
	155	174	1480	95		125	6.5	77	305	840	
	190	159		110			5.8	75			
150D ₁ -30×7	119	217		95			7	74			
	155	203	1480	111		155	6.5	77	305	930	
	190	186		129			5.8	75			

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转 数 (r/min)	轴功率 (kW)	电 动 机		允许吸上 真空高度 H _s (m)	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考 价格 (元/ 台)
					型号	功率 (kW)					
150D-80×8	119	248		108			7	74			
	155	232	1480	127		180	6.5	77	305	1020	
	190	212		147			5.8	75			
150D ₁ -80×9	119	279		122			7	74			
	155	261	1480	143		180	6.5	77	305	1110	
	190	239		166			5.8	75			
150D-80×10	119	310		135			7	74			
	155	290	1480	159		225	6.5	77	305	1200	
	190	265		180			5.8	75			

8. YSB-10A型耐酸泵(兖州水泵厂)

YSB-10A×2	582	110		252			4	71			
	546	120	1450	246		250	4	72			
	486	130		244			4	73			
YSB-10A×3	582	165		378			4	71			
	546	180	1450	368		410	4	72			
	486	195		366			4	73			
YSB-10A×4	582	220		504			4	71			
	546	240	1450	492		500	4	72			
	486	260		488			4	73			
YSB-10A×5	582	275		630			4	71			
	546	300	1450	615		680	4	72			
	486	325		610			4	73			
YSB-10A×6	582	330		755			4	71			
	546	360	1450	738		850	4	72			
	486	390		732			4	73			

9. IS型单级离心泵(龙岩水泵厂)

IS50-32-125	12.5	20	2900			1.5	7.2	60	125	32	
IS50-32-160	12.5	32	2900			3.0	7.2	55	160	37	
IS50-32-200	12.5	50	2900			5.5	7.2	44	200	41	
IS50-32-250	12.5	80	2900			11	7.2	35	250	72	
IS65-50-125	25	20	2900			3	7	69	125	34	
IS65-50-160	25	32	2900			5.5	7	66	160	40	
IS65-40-200	25	50	2900			7.5	7	58	200	43	
IS65-40-250	25	80	2900			15	7	48	250	74	
IS65-40-315	25	125	2900			30	8	39	315	82	
IS80-65-125	50	20	2900			5.5	6.6	76	125	36	
IS80-65-160	50	32	2900			7.5	6.6	73	160	42	
IS80-50-200	50	50	2900			15	6.6	69	200	45	
IS80-50-250	50	80	2900			22	6.6	62	250	78	

续表

水泵型号	流量 (m^3/h)	扬程 (m)	转 数 (r/min)	轴功率 (kW)	电 动 机		允许吸 上真空 高度 $H_s(\text{m})$	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考 价格 (元/台)
					型 号	功 率 (kW)					
IS80-60-315	50	125	2900			37	6.6	52	315	87	
IS100-80-125	100	20	2900			11	5.8	81	125	42	
IS100-80-160	100	32	2900			15	5.8	79	160	60	
IS100-65-200	100	50	2900			22	5.8	76	200	71	
IS100-65-250	100	80	2900			37	5.8	72	250	84	
IS100-65-315	100	125	2900			75	5.8	65	315	100	
IS50-32-125	6.25	5	1460			0.25	8	55	125	32	
IS50-32-160	6.25	8	1460			0.37	8	48	160	37	
IS50-32-200	6.25	12.5	1460			0.75	8	39	200	41	
IS50-32-250	6.25	20	1460			1.5	8	31	250	72	
IS65-50-125	12.5	5	1460			0.37	7.8	64	125	34	
IS65-50-160	12.5	8	1460			0.55	7.8	60	160	40	
IS65-40-200	12.5	12.5	1460			1.1	7.8	53	200	48	
IS80-65-125	25	5	1460			0.55	7.6	72	125	36	
IS80-65-160	25	8	1460			1.1	7.6	69	160	42	
IS80-60-200	25	12.5	1460			1.5	7.6	65	200	45	
IS100-80-125	50	5	1460			1.1	7.8	78	125	42	
IS100-80-160T	50	8	1460			2.2	7.8	75	160	42	
IS100-65-200T	50	12.5	1460			3	7.8	73	200	46	
IS100-100-125	100	5	1460			2.2	6.8	82	125	43	
IS100-100-160	100	8	1460			4	6.8	80	160	47	
IS150-125-160	200	8	1460			7.5	6.8	84	160	76	
IS150-125-200	200	12.5	1460			11	6.8	82	200	85	
IS150-125-250	200	20	1460			18.5	5.8	81	250	120	
IS150-125-315	200	32	1460			30	5.8	78	315	146	
IS150-125-400	200	50	1460			45	5.8	74	400	160	

10. QKSG型潜水电泵($Q=550\text{m}^3/\text{h}$)(合肥电机厂)

QKSG800-200-550/76-2×2	550	76	1470			200		78		1900	
QKSG800-280-550/115-3×2	550	115	1470			280		78		2580	
QKSG800-400-550/153-4×2	550	153	1470			400		78		2952	
QKSG800-450-550/191-5×2	550	191	1470			450		78		3324	
QKSG800-560-550/230-6×2	550	230	1470			560		79		3696	
QKSG800-630-550/268-7×2	550	268	1470			630		79		4268	
QKSG800-710-550/306-8×2	550	306	1470			710		79		4540	
QKSG800-800-550/344-9×2	550	344	1470			800		79		5012	
QKSG800-900-550/383-10×2	550	383	1470			900		80		5384	
QKSG800-1000-550/421-11×2	550	421	1470			1000		80		6756	
QKSG800-1120-550/460-12×2	550	460	1470			1120		80		6128	
QKSG800-1200-550/498-13×2	550	498	1470			1200		80		6500	300000
QKSG800-1400-550/536-14×2	550	536	1470			1400		80		6872	
QKSG800-1400-550/574-15×2	550	574	1470			1400		80		7244	

11. QKSG型潜水电泵($Q=1450\text{m}^3/\text{h}$)(合肥电机厂)

QKSG850-180-1450/27-1×2	1450	27	1470			160		76		2374	
-------------------------	------	----	------	--	--	-----	--	----	--	------	--

续表

水 系 型 号	流量 (m^3/h)	扬程 (m)	转 数 (r/min)	轴功率 (kW)	电 动 机		允许吸 上真空 高度 H_s (m)	效率 (%)	叶轮 直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考 价格 (元/台)
					型 号	功 率 (kW)					
QKSG850-320-1450/54-2×2	1450	54	1470			820		76		2764	
QKSG850-450-1450/81-3×2	1450	81	1470			450		77		3152	
QKSG850-600-1450/108-4×2	1450	108	1470			600		77		3540	
QKSG850-710-1450/135-5×2	1450	135	1470			710		77		3876	
QKSG850-900-1450/162-6×2	1450	162	1470			900		78		4264	
QKSG850-1000-1450/189-7×2	1450	189	1470			1000		78		4652	
QKSG850-1200-1450/216-8×2	1450	216	1470			1200		78		5040	
QKSG850-1400-1450/243-9×2	1450	243	1470			1400		79		5593	
QKSG850-1400-1450/272-10×2	1450	272	1470			1400		78		5981	
QKSG850-1600-1450/300-11×2	1450	300	1470			1600		79		6369	

12. QKSG型潜水电泵($Q=725\text{m}^3/\text{h}$)(合肥电机厂)

QKSG850-400-725/135-5	725	135	1470			400		77		2958	
QKSG850-450-725/162-6	725	162	1470			450		77		3152	
QKSG850-580-725/189-7	725	189	1470			560		78		3346	
QKSG850-600-725/216-8	725	216	1470			600		78		3540	
QKSG850-710-725/243-9	725	243	1470			710		78		3734	
QKSG850-710-725/270-10	725	270	1470			710		78		3928	
QKSG850-800-725/297-11	725	297	1470			800		78		4122	
QKSG850-900-725/324-12	725	324	1470			900		78		4750	
QKSG850-1000-725/351-13	725	351	1470			1000		78		4955	
QKSG850-1000-725/378-14	725	378	1470			1000		78		5160	
QKSG850-1200-725/405-15	725	405	1470			1200		78		5365	
QKSG850-1200-725/432-16	725	432	1470			1200		78		5570	
QKSG850-1200-725/459-17	725	459	1470			1200		78		5775	
QKSG850-1400-725/486-18	725	486	1470			1400		78		5980	
QKSG850-1400-725/513-19	725	513	1470			1400		78		6185	
QKSG850-1600-725/540-20	725	540	1470			1600		78		6390	
QKSG850-1600-725/567-21	725	567	1470			1600		78		6595	
QKSG850-1600-725/594-22	725	594	1470			1600		78		6800	

13. QKSG潜水电泵($Q=275\text{m}^3/\text{h}$)(合肥电机厂)

QKSG800-220-275/191-5	275	191	1470			220		78		2094	
QKSG800-280-275/229-6	275	229	1470			280		78		2280	
QKSG800-320-275/268-7	275	268	1470			320		78		2466	
QKSG800-360-275/306-8	275	306	1470			360		78		2652	
QKSG800-400-275/344-9	275	344	1470			400		78		3038	
QKSG800-450-275/383-10	275	383	1470			450		78		3224	
QKSG800-500-275/421-11	275	421	1470			500		78		3410	
QKSG800-560-275/459-12	275	459	1470			560		78		3596	
QKSG800-600-275/497-13	275	497	1470			600		78		3782	
QKSG800-630-275/536-14	275	536	1470			630		79		4340	
QKSG800-710-275/574-15	275	574	1470			710		79		4545	
QKSG800-710-275/612-16	275	612	1470			710		79		4750	
QKSG800-800-275/651-17	275	651	1470			800		79		4955	

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转数 (r/min)	轴功率 (kW)	电动机		允许吸上真空高度 H _s (m)	效率 (%)	叶轮直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考价格 (元/台)
					型 号	功率 (kW)					
QKSG800-800-275/689-18	275	689	1470			800		79		5160	
QKSG800-900-275/727-19	275	727	1470			900		79		6365	
QKSG800-900-275/766-20	275	766	1470			900		79		5570	
QKSG800-1000-275/804-21	275	804	1470			1000		79		5775	
QKSG800-1000-275/842-22	275	842	1470			1000		79		5980	
QKSG800-1120-275/880-23	275	880	1470			1120		79		6185	
QKSG800-1120-275/919-24	275	919	1470			1120		79		6390	
QKSG800-1200-275/957-25	275	957	1470			1200		79		6595	
QKSG800-1200-275/995-26	275	995	1470			1200		79		6800	

14. QKSG型潜水电泵(Q=850m³/h)(天津电机厂)

QKSG1300-500-850/115	850	115	1470			500		69			120000
QKS1100-220-600/70	600	70	1470			220		70			
QKS600-87-500/40	500	40	2900			87		75			
QKS660-220-600/91	600	91	2930			220		78			
QKSG1300-500-1600/85	1600	85	1470			500		80			
QKS600-37-1000/9	1000	9	1450			37		81			
QKSG1300-850-1500/150	1500	150	1470			850		79			
QKSB260-4-25/18	25	18	2930			4		60			

15. 6699型潜水电泵(石家庄水泵厂、天津电机厂)

6699×3	30	54		6.6				66.5			
	45	46.2	2830	7.6	1218 _a /2	9.2		74.5		50	
	66	29.1		8.6				61			
6699×4	30	72		8.7				67.5			
	45	61.6	2830	10	1218 _a /2	15		75.5		59	
	66	38.8		11.2				62			
6699×5	30	90		10.9				67.5			
	45	77	2830	12.5	1218 _a /2	15		75.5		68	
	66	48.5		14.1				62			
6699×6	30	108		13.1				67.5			
	45	92.4	2830	15	1218 _a /2	18.5		75.5		77	
	66	58.4		16.9				62			
6699×7	30	126		15.3				67.5			
	45	107.8	2830	17.5	1218 _a /2	22		75.5		88	
	66	87.9		19.7				62			
6699×8	30	144		17.4				67.5			
	45	123.2	2830	20	1218 _a /2	25		75.5		95	
	66	77.6		22.5				62			
6699×9	30	182		19.6				67.5			
	45	138.6	2830	22.5	1218 _a /2	30		75.5		113	
	66	87.3		25.3				62			

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转数 (r/min)	轴功率 (kW)	电动机		允许吸上真空高度 H _s (m)	效率 (%)	叶轮直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考价格 (元/台)
					型 号	功率 (kW)					
6699×10	30	180		21.8				67.5			
	45	154	2830	25	1218 _a /2	30		75.6		122	
	66	97		28.1				62			
6699×11	30	198		24				67.5			
	45	169.4	2830	27.5	1218 _a /2	37		75.6		131	
	66	106.7		30.9				62			
6699×12	30	216		26.1				67.5			
	45	184.8	2830	30	1218 _a /2	37		75.5		140	
	66	116.4		33.7				62			
6699×13	30	234		28.3				67.5			
	45	200.2	2830	32.5	1218 _a /2	44		75.5		149	
	66	126.1		36.6				62			
6699×14	30	252		30.6				67.5			
	45	215.6	2830	35	1218 _a /2	44		75.5		153	
	66	135.8		39.4				62			
6699×15	30	270		32.7				67.5			
	45	231	2830	37.5	1218 _a /2	44		75.5		167	
	66	145.5		42.2				62			
6699×16	30	288		34.9				67.5			
	45	246.4	2830	40	1222 _a /2	55		75.5		176	
	66	155.2		45				62			
6699×17	30	306		37				67.5			
	45	261.8	2830	42.5	1222 _a /2	55		75.5		185	
	66	164.9		47.8				62			

16.6112型潜水电泵(石家庄水泵厂、天津电机厂)

6112×1	85	25		8.9	1218 _a /2			65			
	130	21.5	2830	10.3	(880V)	15		74		155	
	170	15		11.2				62			
6112×2	85	52		18.6	1222 _a /2			65			
	130	45	2870	21.5	(380V)	30		74		200	
	170	32		23.3				62			
6112×3	85	78		27.9	1222 _a /2			64.7			
	130	67.5	2870	32.3	(380V)	44		74		245	
	170	48		35				63.5			
6112×4	85	104		37.2	1222 _a /2			64.7			
	130	90	2870	43.1	(380V)	55		74		290	
	170	64		46.7				63.5			

续表

水泵型号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	转数 (r/min)	轴功率 (kW)	电动机		允许吸上真空高度 H _s (m)	效率 (%)	叶轮直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考价格 (元/台)
					型 号	功率 (kW)					
6112×5	85	130	2870	46.5	1222 _a /2 (380V)	64		64.7		335	
	130	112.5		53.8				74			
	170	80		58.3				63.5			
6112×6	85	156	2870	55.8	1222 _a /2 (380V)	75		64.7		330	
	130	135		64.7				74			
	170	96		70				63.5			
6112×7	85	182	2870	65.1	1222 _a /2 (380V)	87		64.7		425	
	130	157.5		75.4				74			
	170	112		81.7				63.5			
6112×8	85	208	2870	74.4	1222 _a /2 (380V)	100		64.7		470	
	130	180		86.1				74			
	170	128		93.3				63.5			

17.6715型潜水电泵(石家庄水泵厂、天津电机厂)

6715×1	150	66	2900	42.8	1228/2 (380V)	75		63		500	
	220	59		50.6				70			
	260	53.5		56				67.6			
6715×2	150	132	2900	84.9	1228/2 (380V)	140		63.6		635	
	220	118		100.3				70.5			
	260	107		111.3				68.1			
6715×3	150	198	2900	126.4	1228/2 (380V)	180		64		770	
	220	177		149.4				71			
	260	160.5		165.7				68.6			
6715×4	150	264	2900	167.2	1234/2 (665V)	250		64.5		905	
	220	236		197.8				71.6			
	260	214		219.3				69.1			
6715×5	150	330	2900	207.4	1234/2 (665V)	300		65		1040	
	220	295		245.5				72			
	260	267.5		272.1				69.6			
6715×6	150	396	2900	247	1234/2 (665V)	350		65.6		1175	
	220	354		292.5				72.5			
	260	321		324.2				70.1			
6715×7	150	462	2900	285.9	1234/2 (665V)	410		66		1310	
	220	413		339				73			
	260	374.5		375.6				70.6			
6715×8	190	498	2900	359.9	1142 _a /2 (8000V)	420		71.8		1445	
	220	472		387.4				73			

续表

水泵型号	流量 (m^3/h)	扬程 (m)	转速 (r/min)	轴功率 (kW)	电动机		允许吸上真空高度 $H_s(\text{m})$	效率 (%)	叶轮直径 (mm)	泵质量 (kg)	参考价格 (元/台)
					型号	功率 (kW)					

16. 近期试制潜水电泵(石家庄水泵厂、天津电机厂)

6726	330~880	679~129	1475		1157 _a /4 1162 _a /4	540~1300		82			
6730	440~1120	405~140	1475		1162 _a /4	720~1150		81.5			
6736	890~1800	858~215	1470		1166 _a /4	1700		81			
6825	420~750	750~510	1470		1166 _a /4	1700		77			

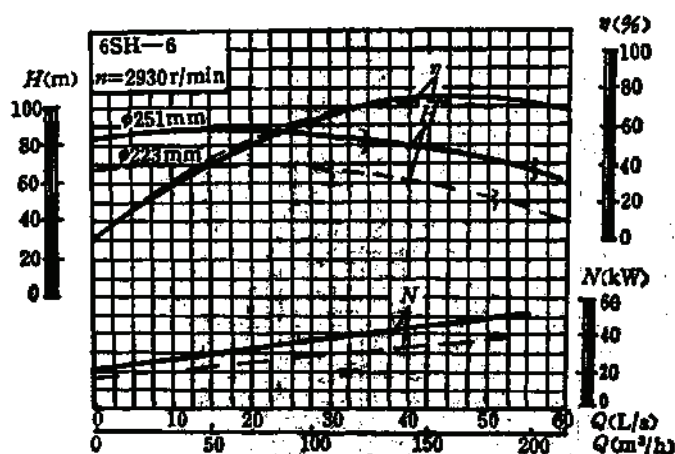


图 1-11-27 6SH-6型泵性能曲线图

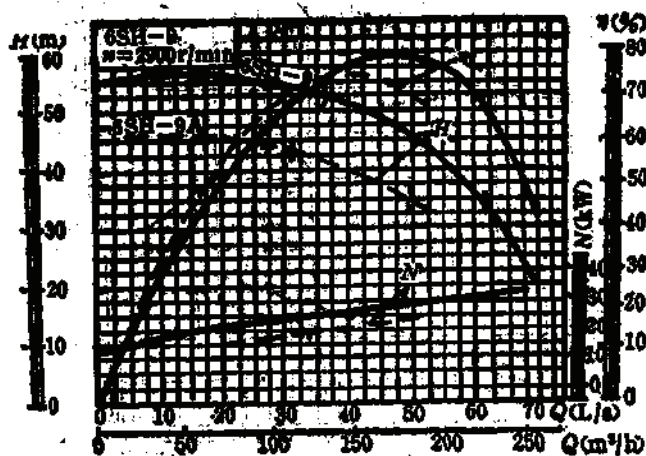


图 1-11-28 6SH-9型泵性能曲线图

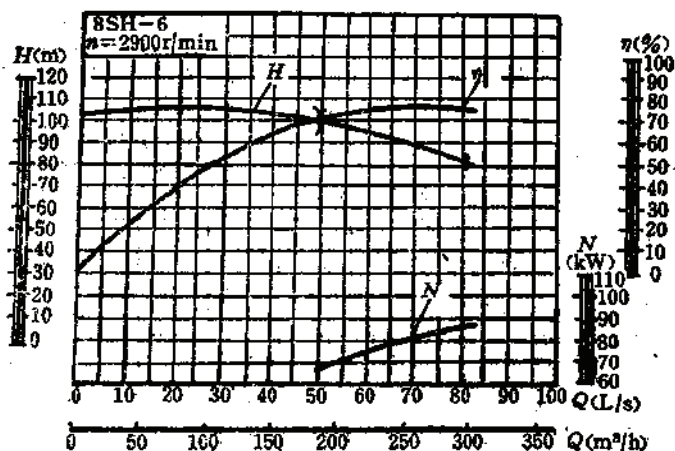


图 1-11-29 8SH-6型泵性能曲线图

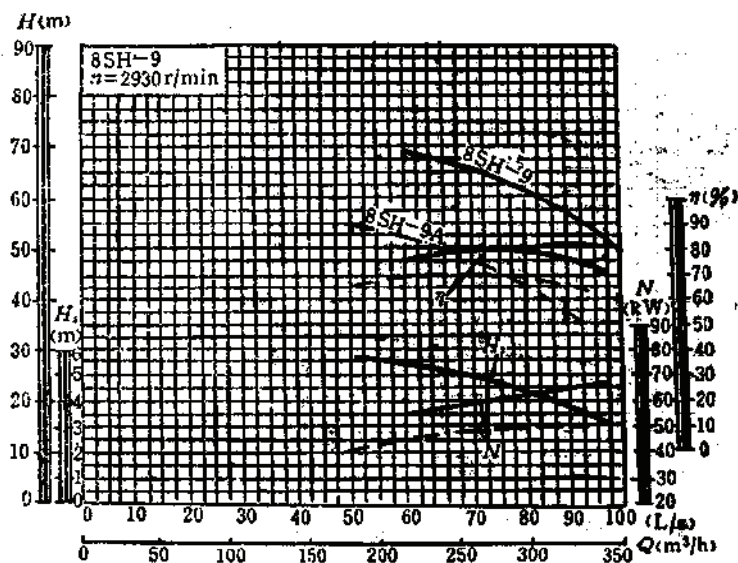


图 1-11-30 8SH-9型泵性能曲线图

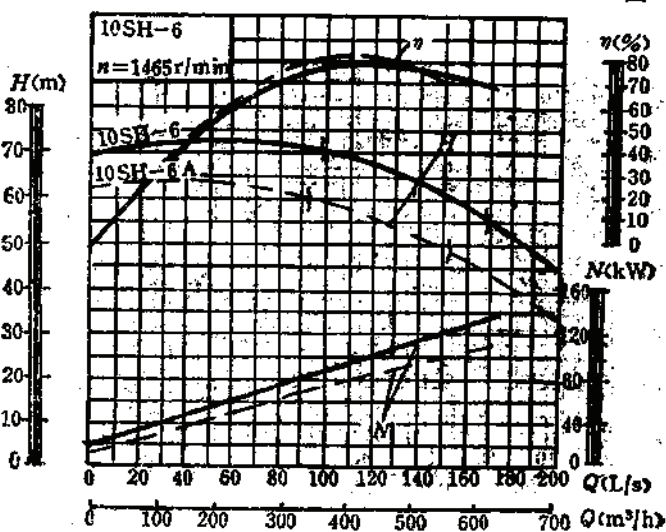


图 1-11-31 10SH-6型泵性能曲线图

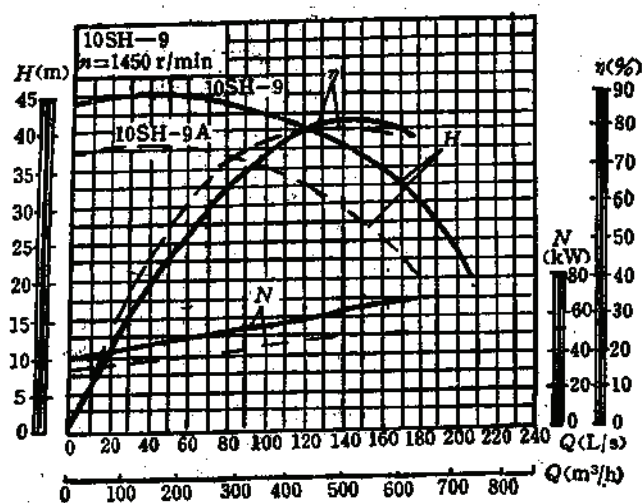


图 1-11-32 10SH-9型泵性能曲线图

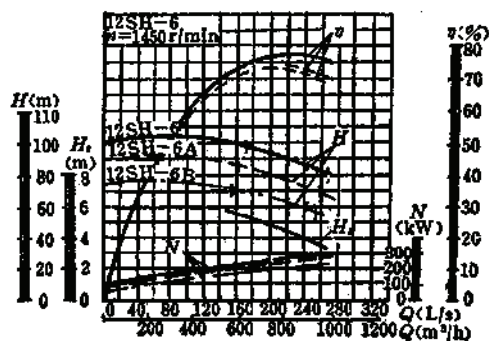


图 1-11-33 12SH-6型泵性能曲线图

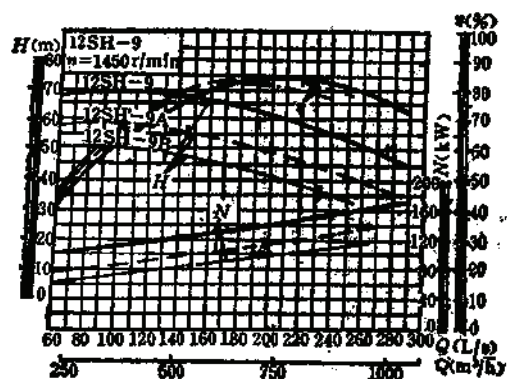


图 1-11-34 12SH-9型泵性能曲线图

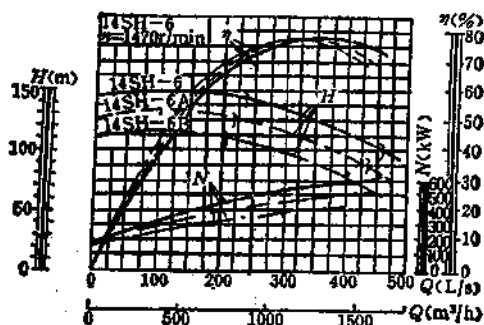


图 1-11-35 14SH-6型泵性能曲线图

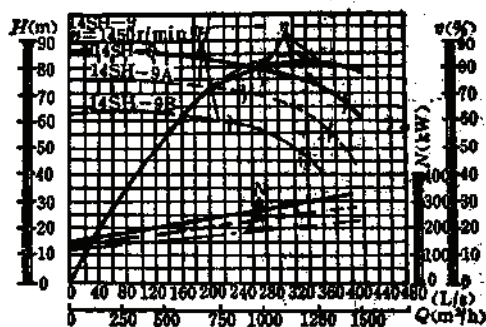


图 1-11-36 14SH-9型泵性能曲线图

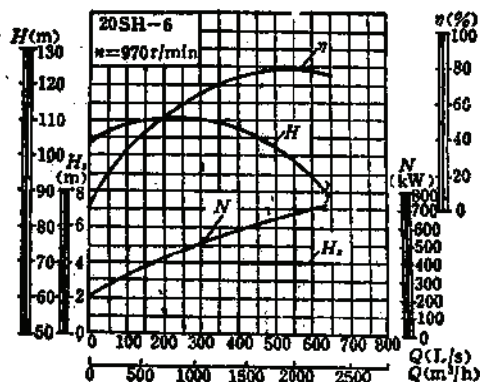


图 1-11-37 20SH-6型泵性能曲线图

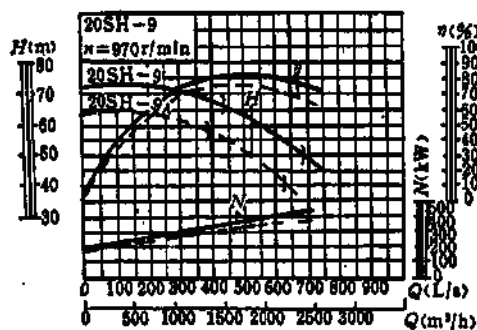


图 1-11-38 20SH-9型泵性能曲线图

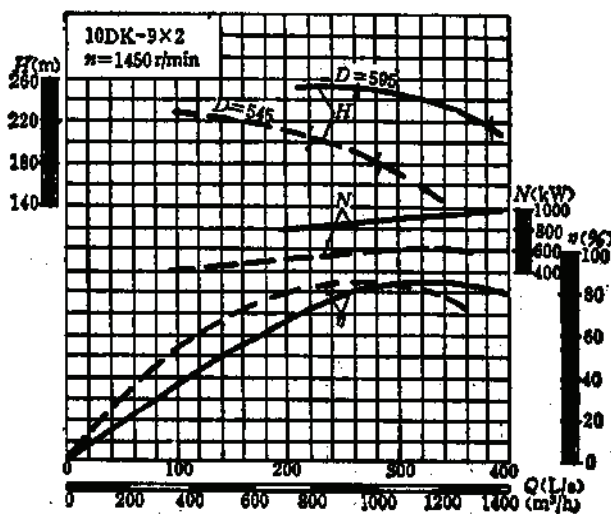


图 1-11-39 10DK-9×2型泵性能曲线图

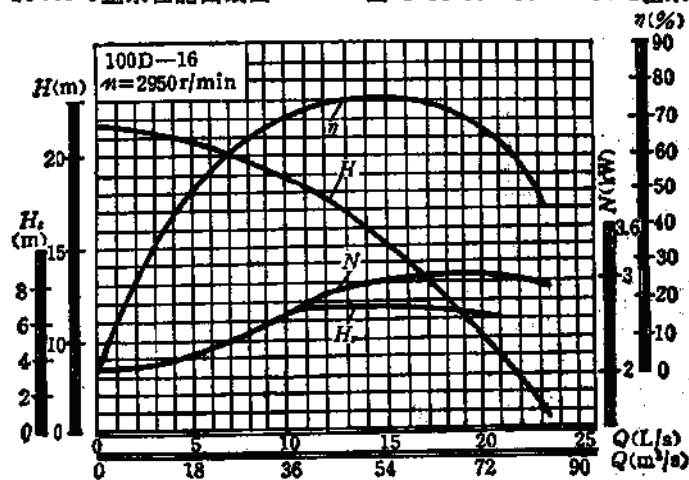


图 1-11-40 100D-16型泵性能曲线图

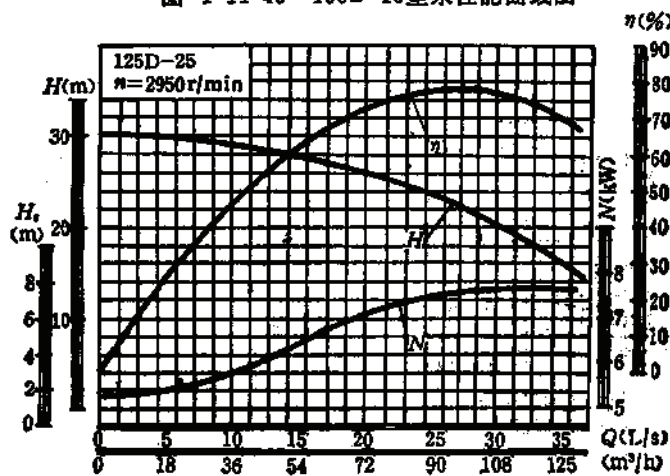


图 1-11-41 125D-25型泵性能曲线图

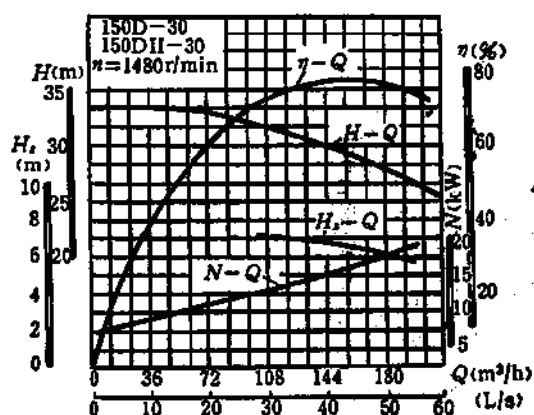
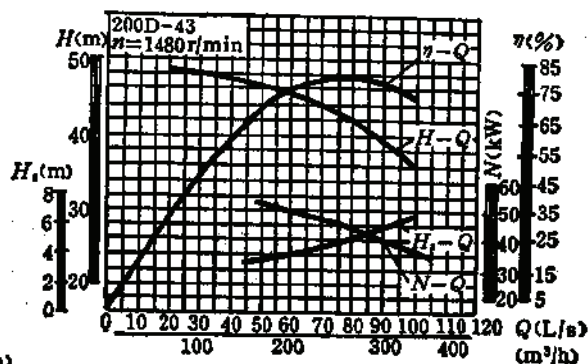

 图 1-11-42 150D-30 150D_{II}-30 型泵性能曲线图


图 1-11-43 200D-43 型泵性能曲线图

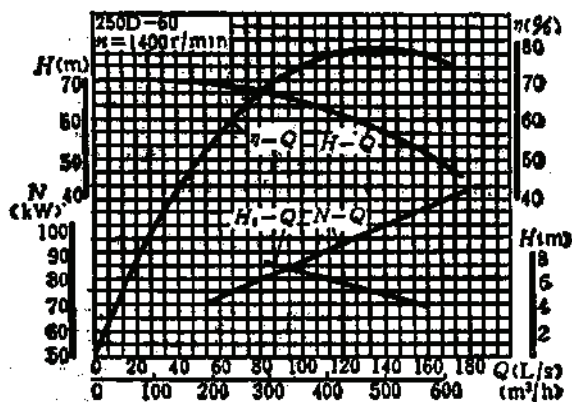


图 1-11-44 250D-60 型泵性能曲线图

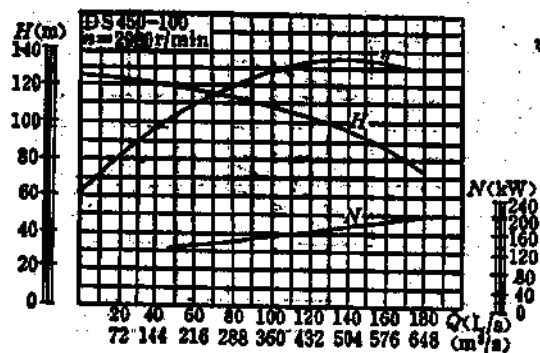


图 1-11-45 DS450-100 型泵性能曲线图

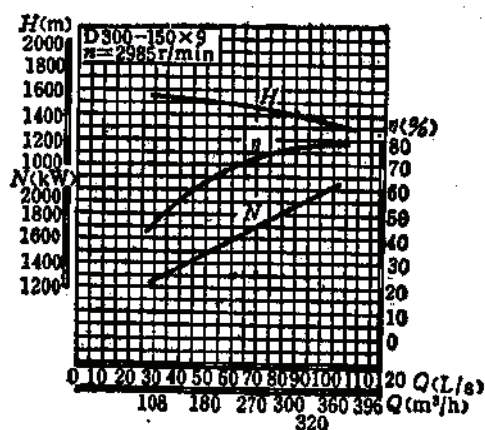


图 1-11-46 D300-150×9 型泵性能曲线图

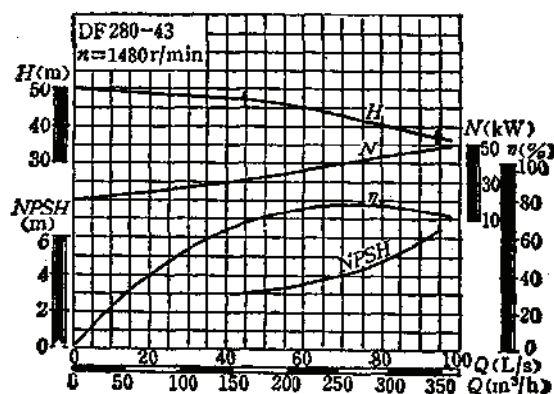


图 1-11-47 DF280-43型泵性能曲线图

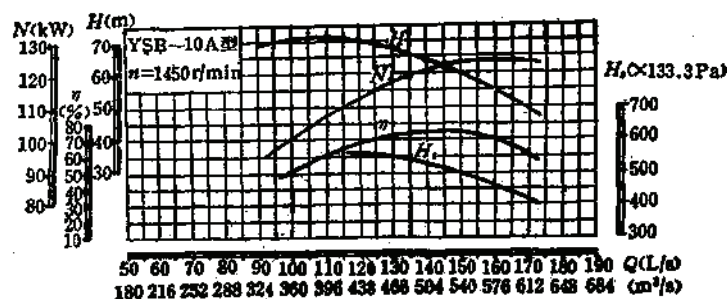
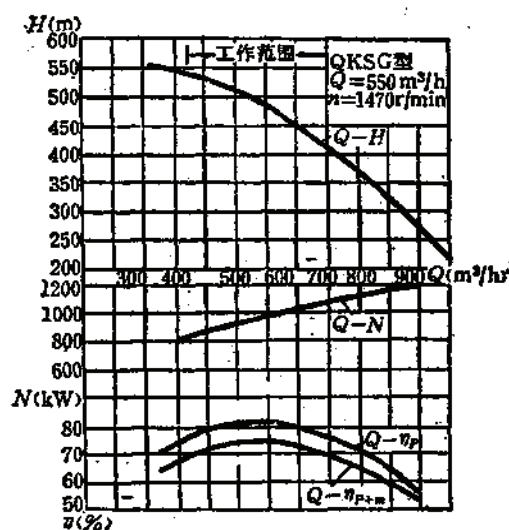
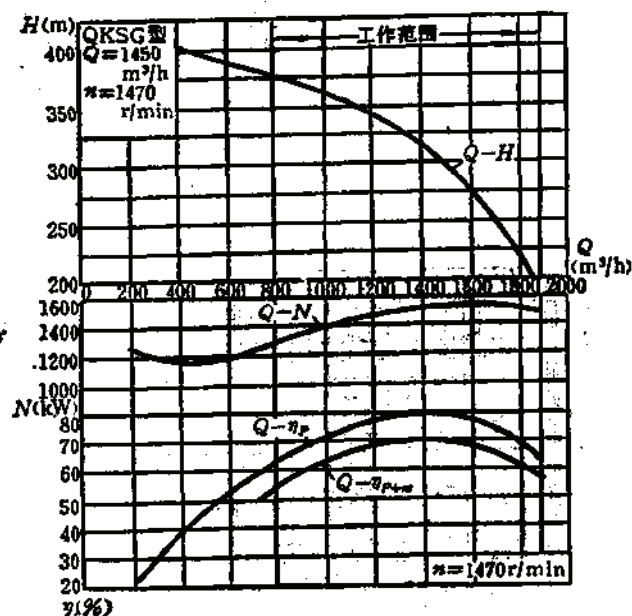


图 1-11-48 YSB-10A型泵性能曲线图

图 1-11-49 QKSG800-1200-550/
498-13×2型潜水电泵性能曲线图图 1-11-50 QKSG850-1600-1450/
300-11×2型潜水电泵性能曲线图

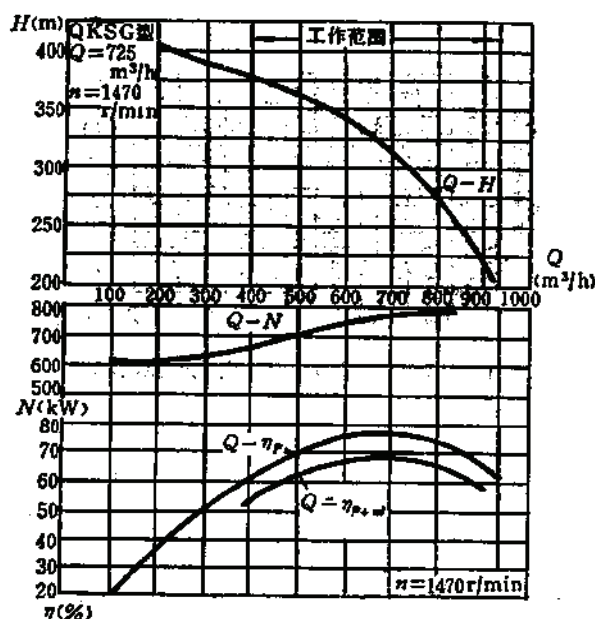


图 1-11-51 QKSG850-800-725/297-11型潜水电泵性能曲线图

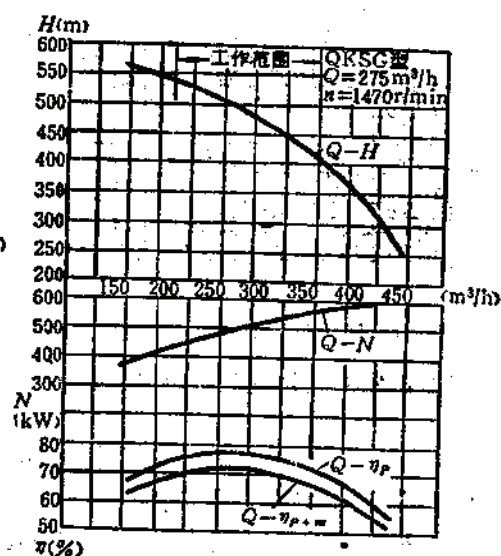


图 1-11-52 QKSG800-600-275/497-13型潜水电泵性能曲线图

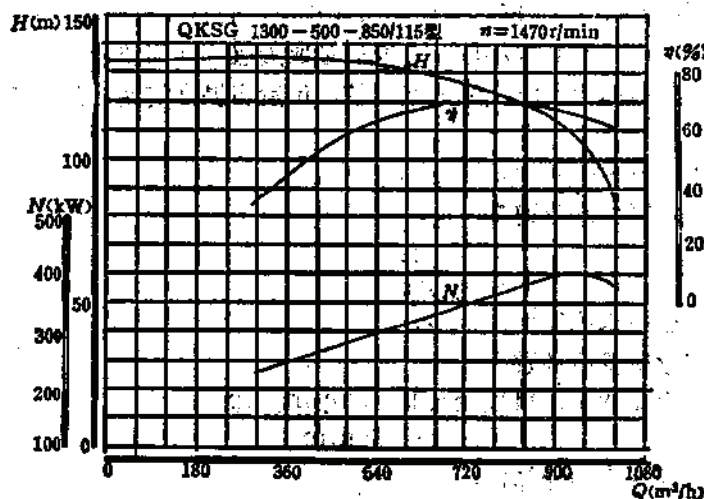


图 1-11-53 QKSG1300-500-850/115型潜水电泵性能曲线图

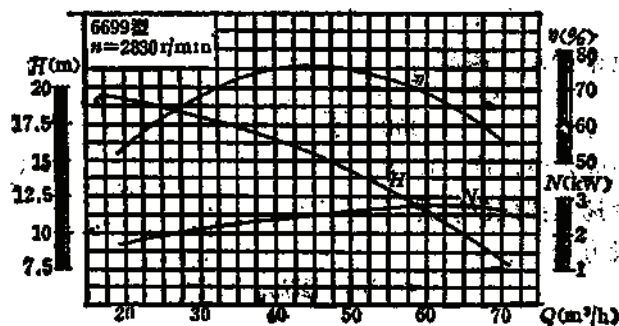


图 1-11-54 6699型潜水电泵性能曲线图

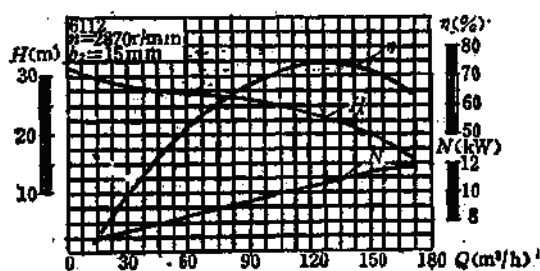


图 1-11-55 6112型潜水电泵性能曲线图

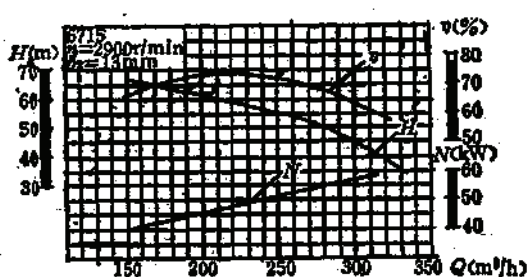


图 1-11-56 6715型潜水电泵性能曲线图

11.2.2.3 排水管直径的选择

$$d'_s = \sqrt{\frac{4nQ}{3600\pi v_{js}}} \quad (1-11-26)$$

式中 d'_s ——排水管所需要的直径, m;

n ——向排水管中输水的水泵台数;

Q ——一台水系的流量, m^3/h ;

v_{js} ——排水管中的经济流速, 随管径、管材和地区电价而定, 一般可取 $1.2 \sim 2.2 m/s$ (管径大时取大值, 管径小时取小值; 管材昂贵时取大值, 管材低廉时取小值; 电价高时取小值, 电价低时取大值; 如因流速降低, 管径增大, 将导致井筒断面增大时, 经方案比较, 可适当提高流速, 最大不宜超过 $3.0 m/s$)。

根据计算的 d'_s 选择标准管径 d_s 。

11.2.2.4 排水管中水流速度

$$v_s = \frac{4nQ}{3600\pi d_s^2} \quad (1-11-27)$$

式中 v_s ——排水管中水流速度, m/s 。

11.2.2.5 吸水管直径的选择

吸水管直径一般比水泵出口直径大 $25 \sim 50 mm$, 即

$$d'_s = d_{sa} + 25 \sim 50 mm \quad (1-11-28)$$

式中 d'_s ——吸水管直径的计算值, mm ;

d_{sa} ——水泵出水口直径, mm 。

根据计算的 d'_s 选择标准管径 d_s 。

11.2.2.6 吸水管中的水流速度

$$v_s = \frac{4Q}{3600\pi d_s^2} \quad (1-11-29)$$

式中 v_s ——吸水管中的水流速度, m/s 。

11.2.2.7 管道中扬程损失的计算

1. 扬程损失的一般方程

$$h = \sum h_f + \sum h_{je} \quad (1-11-30)$$

$$h_f = \lambda \frac{L}{d} \frac{v^2}{2g} \quad (1-11-31)$$

$$h_{js} = \xi \frac{v^2}{2g} \quad (1-11-32)$$

式中 h ——计算管段的总扬损失, m;
 h_s ——计算管段的沿程阻力损失, m;
 h_{js} ——计算管段的局部阻力损失, m;
 v ——计算管段的水流速度, m/s;
 g ——重力加速度, m/s²;
 L ——计算管段的直线长度, m;
 d ——计算管段的内径, m;
 λ ——计算管段的沿程阻力系数: 对于钢管和铸铁管当 $v \geq 1.2$ m/s 时

$$\lambda = \frac{0.021}{d^{0.3}} \quad (1-11-33)$$

当 $v < 1.2$ m/s 时

$$\lambda = \frac{0.0179}{d^{0.3}} \left(1 + \frac{0.867}{v} \right)^{0.3} \quad (1-11-34)$$

对于塑料管

$$\lambda = \frac{0.01344}{(dv)^{0.333}} \quad (1-11-35)$$

对于橡胶软管, 可取

$$\lambda = 0.02 \sim 0.05$$

ξ ——计算管段的局部阻力系数, 其值见表1-11-14。

2. 水泵吸水管和排水管中的扬程损失

$$h_s + h_p = \sum \left(\lambda_s \frac{L_s}{d_s} + \sum \xi_s \right) \frac{v_s^2}{2g} + \sum \left(\lambda_p \frac{L_p}{d_p} + \sum \xi_p \right) \frac{v_p^2}{2g} \quad (1-11-36)$$

式中下角“s”、“p”分别表示“吸水管”、“排水管”之意, 其余符号同前。

11.2.2.8 水泵所需总扬程的计算

$$H_s = H_p + K(h_s + h_p) \quad (1-11-37)$$

式中 H_s ——水泵所需总扬程, m;

H_p ——排水系统最低吸水位 (一般可取水仓底板) 至排出口中心的高度, m;

K ——考虑排水管内壁淤积而使阻力增加的系数。此系数随各矿水质和净化效果不同, 出入颇大, 一般较混浊的矿水, 可取 $K = 1.7$; 对于清水, 可取 $K = 1$; 其余符号同前。

根据以上计算之 H_s 和 Q' 校验初选水泵是否合适。如果合适, 即可使用; 如果不合适, 则需要重新选择水泵。

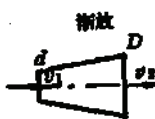
水泵型号规格有限, 很难满足全部需要, 必要时可与制造厂家协商, 单独订货。当水泵流量、扬程在一定范围内大于实际需要时, 常可利用切削叶轮直径的办法解决之。

叶轮被切削后水泵的流量、扬程和功率可按下式计算:

$$\frac{Q}{Q_1} = \frac{D}{D_1}, \quad \frac{H}{H_1} = \left(\frac{D}{D_1} \right)^2, \quad \frac{N}{N_1} = \left(\frac{D}{D_1} \right)^3 \quad (1-11-38)$$

局部阻力系数^①

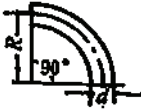
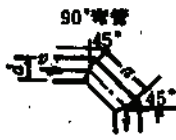
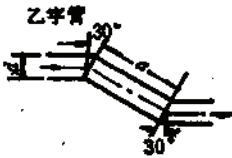
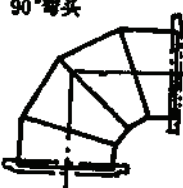
表 1-11-14

名称	图	局部阻力系数 ξ					计算公式
		规格		偏心渐缩管	渐放管	渐缩管	
		D	d				
异径管		100	75	0.16	0.03	0.16	$\lambda = \xi \frac{v^2}{2g}$
		150	100	0.17	0.08	0.17	
		200	100	0.18	0.19	0.19	
			150	0.17	0.06	0.17	
		250	100	0.19	0.27	0.25	
			150	0.18	0.18	0.19	
			200	0.17	0.06	0.17	
		300	100	0.20	0.32	0.20	
			150	0.19	0.26	0.20	
			200	0.18	0.16	0.19	
			250	0.17	0.05	0.17	
		350	150	0.20	0.30	0.20	
			200	0.19	0.25	0.20	
			250	0.18	0.15	0.19	
			300	0.17	0.05	0.17	
	400	150	0.20	0.33	0.21		
		200	0.20	0.30	0.20		
		250	0.19	0.24	0.20		
		300	0.18	0.13	0.19		
		350	0.17	0.04	0.17		
	450	200	0.20	0.33	0.21		
		250	0.20	0.30	0.20		
		300	0.19	0.25	0.20		
		350	0.18	0.13	0.19		
		400	0.17	0.04	0.17		
	500	250	0.20	0.32	0.21		
		300	0.20	0.29	0.20		
		350	0.19	0.21	0.20		
		400	0.18	0.12	0.19		
		450	0.17	0.04	0.17		
	600	300	0.21	0.34	0.21		
		350	0.20	0.30	0.21		
		400	0.20	0.26	0.20		
		450	0.19	0.18	0.20		
		500	0.18	0.11	0.19		
	700	400	0.21	0.32	0.21		
		450	0.20	0.29	0.21		
		500	0.20	0.24	0.20		
		550	0.18	0.10	0.19		
		600	0.18	0.10	0.19		
	800	450	0.21	0.34	0.21		
		500	0.21	0.31	0.21		
		550	0.20	0.21	0.20		
		600	0.18	0.07	0.19		
		700	0.18	0.07	0.19		
	900	500	0.21	0.34	0.22		
		600	0.21	0.29	0.21		
		700	0.20	0.21	0.20		
		800	0.18	0.08	0.19		
		800	0.18	0.08	0.19		
	1000	500	0.21	0.37	0.22		
		600	0.21	0.33	0.22		
		700	0.21	0.27	0.21		
		800	0.20	0.18	0.20		
		900	0.18	0.06	0.19		

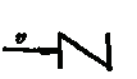
注: 管长
 $L = 2(D - d)$
 $+ 150\text{mm}$

① 《给排水设计手册》编写组,《给排水设计手册》第二册《管渠水计算表》,中国建筑工业出版社,1973年5月。

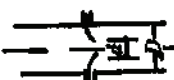
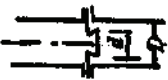
续表

名称	图	局部阻力系数 ξ	计算公式																																			
弯管	90°弯管 	<table> <tr> <td>$\frac{R}{d}$</td><td>0.5</td><td>1.0</td><td>1.5</td><td>2.0</td><td>3.0</td><td>4.0</td><td>5.0</td></tr> <tr> <td>ξ_{90°</td><td>1.20</td><td>0.80</td><td>0.60</td><td>0.48</td><td>0.36</td><td>0.30</td><td>0.29</td></tr> </table>	$\frac{R}{d}$	0.5	1.0	1.5	2.0	3.0	4.0	5.0	ξ_{90°	1.20	0.80	0.60	0.48	0.36	0.30	0.29	$h = \xi_{90^\circ} \frac{v^2}{2g}$																			
$\frac{R}{d}$	0.5	1.0	1.5	2.0	3.0	4.0	5.0																															
ξ_{90°	1.20	0.80	0.60	0.48	0.36	0.30	0.29																															
任意角度的弯度 	$\xi_{\alpha^\circ} = \alpha \xi_{90^\circ}$ <table> <tr> <td>α°</td><td>20°</td><td>30°</td><td>40°</td><td>50°</td><td>60°</td><td>70°</td><td>80°</td><td>90°</td><td>100°</td><td>120°</td><td>140°</td><td>160°</td><td>180°</td></tr> <tr> <td>α</td><td>0.40</td><td>0.55</td><td>0.65</td><td>0.75</td><td>0.83</td><td>0.88</td><td>0.95</td><td>1.00</td><td>1.05</td><td>1.13</td><td>1.20</td><td>1.27</td><td>1.33</td></tr> </table>	α°	20°	30°	40°	50°	60°	70°	80°	90°	100°	120°	140°	160°	180°	α	0.40	0.55	0.65	0.75	0.83	0.88	0.95	1.00	1.05	1.13	1.20	1.27	1.33	$h = \xi_{\alpha^\circ} \frac{v^2}{2g}$								
α°	20°	30°	40°	50°	60°	70°	80°	90°	100°	120°	140°	160°	180°																									
α	0.40	0.55	0.65	0.75	0.83	0.88	0.95	1.00	1.05	1.13	1.20	1.27	1.33																									
急转弯管 	<table> <tr> <td>α°</td><td>30°</td><td>40°</td><td>50°</td><td>60°</td><td>70°</td><td>80°</td><td>90°</td></tr> <tr> <td>ξ</td><td>0.20</td><td>0.30</td><td>0.40</td><td>0.55</td><td>0.70</td><td>0.90</td><td>1.10</td></tr> </table>	α°	30°	40°	50°	60°	70°	80°	90°	ξ	0.20	0.30	0.40	0.55	0.70	0.90	1.10	$h = \xi \frac{v^2}{2g}$																				
α°	30°	40°	50°	60°	70°	80°	90°																															
ξ	0.20	0.30	0.40	0.55	0.70	0.90	1.10																															
90°弯管 	<table> <tr> <td>a/d</td><td>0.710</td><td>0.943</td><td>1.174</td><td>1.420</td><td>1.500</td><td>1.850</td><td>2.660</td></tr> <tr> <td>ξ</td><td>0.51</td><td>0.42</td><td>0.38</td><td>0.38</td><td>0.38</td><td>0.39</td><td>0.43</td></tr> </table> <table> <tr> <td>a/d</td><td>3.140</td><td>3.720</td><td>4.890</td><td>6.590</td><td>6.280</td></tr> <tr> <td>ξ</td><td>0.43</td><td>0.46</td><td>0.46</td><td>0.44</td><td>0.44</td></tr> </table>	a/d	0.710	0.943	1.174	1.420	1.500	1.850	2.660	ξ	0.51	0.42	0.38	0.38	0.38	0.39	0.43	a/d	3.140	3.720	4.890	6.590	6.280	ξ	0.43	0.46	0.46	0.44	0.44									
a/d	0.710	0.943	1.174	1.420	1.500	1.850	2.660																															
ξ	0.51	0.42	0.38	0.38	0.38	0.39	0.43																															
a/d	3.140	3.720	4.890	6.590	6.280																																	
ξ	0.43	0.46	0.46	0.44	0.44																																	
铜制焊接弯管	乙字管 	<table> <tr> <td>a/d</td><td>1.23</td><td>1.67</td><td>2.37</td><td>3.77</td></tr> <tr> <td>ξ</td><td>0.30</td><td>0.32</td><td>0.26</td><td>0.24</td></tr> </table>	a/d	1.23	1.67	2.37	3.77	ξ	0.30	0.32	0.26	0.24	$h = \xi \frac{v^2}{2g}$																									
a/d	1.23	1.67	2.37	3.77																																		
ξ	0.30	0.32	0.26	0.24																																		
45°弯头 	<table> <tr> <td>d</td><td>80</td><td>100</td><td>125</td><td>150</td><td>200</td><td>250</td><td>300</td><td>350</td></tr> <tr> <td>ξ</td><td>0.26</td><td>0.32</td><td>0.33</td><td>0.36</td><td>0.36</td><td>0.44</td><td>0.39</td><td>0.45</td></tr> </table> <table> <tr> <td>d</td><td>400</td><td>450</td><td>500</td><td>600</td><td>700</td><td>800</td><td>900</td><td>1000</td></tr> <tr> <td>ξ</td><td>0.45</td><td>0.51</td><td>0.48</td><td>0.51</td><td>0.51</td><td>0.53</td><td>0.54</td><td>0.54</td></tr> </table>	d	80	100	125	150	200	250	300	350	ξ	0.26	0.32	0.33	0.36	0.36	0.44	0.39	0.45	d	400	450	500	600	700	800	900	1000	ξ	0.45	0.51	0.48	0.51	0.51	0.53	0.54	0.54	$h = \xi \frac{v^2}{2g}$
d	80	100	125	150	200	250	300	350																														
ξ	0.26	0.32	0.33	0.36	0.36	0.44	0.39	0.45																														
d	400	450	500	600	700	800	900	1000																														
ξ	0.45	0.51	0.48	0.51	0.51	0.53	0.54	0.54																														
90°弯头 	<table> <tr> <td>d</td><td>80</td><td>100</td><td>125</td><td>150</td><td>200</td><td>250</td><td>300</td><td>350</td></tr> <tr> <td>ξ</td><td>0.51</td><td>0.63</td><td>0.65</td><td>0.72</td><td>0.72</td><td>0.87</td><td>0.78</td><td>0.89</td></tr> </table> <table> <tr> <td>d</td><td>400</td><td>450</td><td>500</td><td>600</td><td>700</td><td>800</td><td>900</td><td>1000</td></tr> <tr> <td>ξ</td><td>0.90</td><td>1.01</td><td>0.96</td><td>1.01</td><td>1.02</td><td>1.05</td><td>1.07</td><td>1.08</td></tr> </table>	d	80	100	125	150	200	250	300	350	ξ	0.51	0.63	0.65	0.72	0.72	0.87	0.78	0.89	d	400	450	500	600	700	800	900	1000	ξ	0.90	1.01	0.96	1.01	1.02	1.05	1.07	1.08	
d	80	100	125	150	200	250	300	350																														
ξ	0.51	0.63	0.65	0.72	0.72	0.87	0.78	0.89																														
d	400	450	500	600	700	800	900	1000																														
ξ	0.90	1.01	0.96	1.01	1.02	1.05	1.07	1.08																														

续表

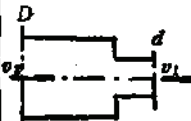
名称	简图	局部阻力系数 ξ										计算公式		
铸 铁 弯 头	标准铸铁90°弯头	d	75	100	125	150	200	250	300	350	$h = \xi \frac{v^3}{2g}$			
		ξ	0.34	0.42	0.43	0.48	0.48	0.58	0.52	0.59				
		d	400	450	500	600	700	800	900					
		ξ	0.60	0.67	0.64	0.67	0.68	0.70	0.71					
	标准铸铁45°弯头	d	75	100	125	150	200	250	300	350				
		ξ	0.17	0.21	0.22	0.24	0.24	0.29	0.28	0.30				
		d	400	450	500	600	700	800	900					
		ξ	0.30	0.34	0.32	0.34	0.34	0.35	0.35					
	标准可锻铸铁90°弯头	d	15	20	25	32	40	60	70	80	100	125	150	
		ξ	0.95	1.00	1.03	1.04	1.10	1.10	1.12	1.13	1.14	1.16	1.18	
组 合 弯 头		ξ 为每个弯头的2倍										$h = \xi \frac{v^3}{2g}$		
		ξ 为每个弯头的3倍												
		ξ 为每个弯头的4倍												
升 止 降 式 阀		7.5										$h = \xi \frac{v^3}{2g}$		
旋 止 回 式 阀		d	150	200	250	300	350	400	500	≥600				
		ξ	6.5	6.5	4.5	3.5	3.0	2.5	1.8	1.7				
闸 阀		当全开时(即 $a/d=0$)										$h = \xi \frac{v^3}{2g}$		
		d (毫米)	15	20~50	80	100	150	200~250	300~450	500~800	900~1000			
		ξ	1.5	0.5	0.4	0.2	0.1	0.08	0.07	0.06	0.05			
		当各种开启度时:												
		a/d	1/8	2/8	3/8	4/8	5/8	6/8	7/8					
		$\omega_{开}/\omega_{全}$	0.948	0.858	0.740	0.609	0.486	0.315	0.159					
		ξ	0.15	0.28	0.81	2.08	5.62	17.0	97.8					
滤 水 网	没有底网		2~3										$h = \xi \frac{v^3}{2g}$	
	有底网		d	40	50	75	100	150	200	250	300	350~450		500~600
			ξ	12	10	8.5	7.0	6.0	5.2	4.4	3.7	3.6		3.5

续表

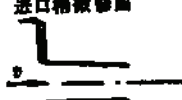
名称	简图	局部阻力系数 ξ	计算公式																						
截止阀(全开时)	普通式 	4.3~6.1	$h = \xi \frac{v^2}{2g}$																						
	斜轴杆 	1.4~2.5																							
	角形 	3.0~5.0																							
		0.21	$h = \xi \frac{v^2}{2g}$																						
孔板		<table><tr><td>收缩截面直径 d 进水管直径 D</td><td>0.30</td><td>0.40</td><td>0.45</td><td>0.50</td><td>0.55</td><td>0.60</td><td>0.65</td><td>0.70</td><td>0.75</td><td>0.80</td></tr><tr><td>ξ</td><td>809</td><td>87</td><td>50.4</td><td>29.8</td><td>18.4</td><td>11.8</td><td>7.35</td><td>4.37</td><td>2.68</td><td>1.65</td></tr></table>	收缩截面直径 d 进水管直径 D	0.30	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60	0.65	0.70	0.75	0.80	ξ	809	87	50.4	29.8	18.4	11.8	7.35	4.37	2.68	1.65	$h = \xi \frac{v^2}{2g}$
	收缩截面直径 d 进水管直径 D	0.30	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60	0.65	0.70	0.75	0.80														
	ξ	809	87	50.4	29.8	18.4	11.8	7.35	4.37	2.68	1.65														
		<table><tr><td>收缩截面直径 d 进水管直径 D</td><td>0.30</td><td>0.40</td><td>0.45</td><td>0.50</td><td>0.55</td><td>0.60</td><td>0.65</td><td>0.70</td><td>0.75</td><td>0.80</td></tr><tr><td>ξ</td><td>108.8</td><td>29.8</td><td>16.9</td><td>9.9</td><td>5.8</td><td>3.5</td><td>2.1</td><td>1.2</td><td>0.76</td><td>—</td></tr></table>	收缩截面直径 d 进水管直径 D	0.30	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60	0.65	0.70	0.75	0.80	ξ	108.8	29.8	16.9	9.9	5.8	3.5	2.1	1.2	0.76	—	
	收缩截面直径 d 进水管直径 D	0.30	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60	0.65	0.70	0.75	0.80														
ξ	108.8	29.8	16.9	9.9	5.8	3.5	2.1	1.2	0.76	—															
	<table><tr><td>收缩截面直径 d 进水管直径 D</td><td>0.30</td><td>0.40</td><td>0.45</td><td>0.50</td><td>0.55</td><td>0.60</td><td>0.65</td><td>0.70</td><td>0.75</td><td>0.80</td></tr><tr><td>ξ</td><td>26.6</td><td>7.5</td><td>4.41</td><td>2.76</td><td>1.74</td><td>1.09</td><td>0.69</td><td>0.44</td><td>0.27</td><td>—</td></tr></table>	收缩截面直径 d 进水管直径 D	0.30	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60	0.65	0.70	0.75	0.80	ξ	26.6	7.5	4.41	2.76	1.74	1.09	0.69	0.44	0.27	—		
收缩截面直径 d 进水管直径 D	0.30	0.40	0.45	0.50	0.55	0.60	0.65	0.70	0.75	0.80															
ξ	26.6	7.5	4.41	2.76	1.74	1.09	0.69	0.44	0.27	—															
	1.0																								

名 称	简 图	局 部 阻 力 系 数 ξ														计算公式
		直径比 $\frac{D}{d}$	流 速 v_1 (m/s)													
			0.6	0.8	1.2	1.5	1.8	2.1	2.4	3.0	3.6	4.5	6.0	9.0	12.0	
突 缩 扩 大		1.2	0.11	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.09	0.09	0.09	0.09	0.09	0.08	$\xi = \xi \frac{v_1^2}{2g}$
	1.4	0.26	0.26	0.25	0.24	0.24	0.24	0.24	0.23	0.23	0.22	0.22	0.21	0.20		
	1.6	0.40	0.39	0.38	0.37	0.37	0.36	0.36	0.36	0.35	0.34	0.33	0.32	0.32		
	1.8	0.51	0.49	0.48	0.47	0.47	0.46	0.46	0.45	0.44	0.43	0.42	0.41	0.40		
	2.0	0.60	0.58	0.56	0.55	0.55	0.54	0.53	0.52	0.52	0.51	0.50	0.48	0.47		
	2.5	0.74	0.72	0.70	0.69	0.68	0.67	0.66	0.65	0.64	0.63	0.62	0.60	0.58		
	3.0	0.83	0.80	0.78	0.77	0.76	0.75	0.74	0.73	0.72	0.70	0.69	0.67	0.65		
	4.0	0.92	0.89	0.87	0.85	0.84	0.83	0.82	0.80	0.79	0.78	0.76	0.74	0.72		
	5.0	0.95	0.93	0.91	0.89	0.88	0.87	0.86	0.84	0.83	0.82	0.80	0.77	0.75		
	10.0	1.00	0.99	0.96	0.95	0.93	0.92	0.91	0.89	0.88	0.86	0.84	0.82	0.80		
	∞	1.00	1.00	0.98	0.96	0.95	0.94	0.93	0.91	0.90	0.88	0.86	0.83	0.81		

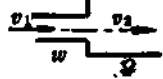
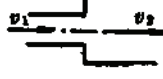
续表

名 称	简 图	局 部 阻 力 系 数 ξ													计算公式
		直径比 $\frac{D}{d}$	流 速 v_1 (m/s)												
			0.6	0.9	1.2	1.5	1.8	2.1	2.4	3.0	3.6	4.5	6.0	9.0	
突 然 缩 小		1.1	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.05	0.05	0.06
		1.2	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.08	0.08	0.08	0.09	0.10	0.11
		1.4	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.18	0.18	0.18	0.18	0.19	0.20
		1.6	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.25	0.25	0.25	0.24
		1.8	0.34	0.34	0.34	0.34	0.34	0.34	0.33	0.33	0.32	0.32	0.31	0.29	0.27
		2.0	0.38	0.38	0.37	0.37	0.37	0.37	0.36	0.36	0.35	0.34	0.33	0.31	0.29
		2.2	0.40	0.40	0.40	0.39	0.39	0.39	0.39	0.38	0.37	0.37	0.35	0.33	0.30
		2.5	0.42	0.42	0.42	0.41	0.41	0.41	0.40	0.40	0.39	0.38	0.37	0.34	0.31
		3.0	0.44	0.44	0.44	0.43	0.43	0.43	0.42	0.42	0.41	0.40	0.39	0.36	0.33
		4.0	0.47	0.46	0.46	0.46	0.45	0.45	0.45	0.44	0.43	0.42	0.41	0.37	0.34
		5.0	0.48	0.48	0.47	0.47	0.47	0.46	0.46	0.45	0.45	0.44	0.42	0.38	0.35
		10.0	0.49	0.48	0.48	0.48	0.48	0.47	0.47	0.46	0.46	0.45	0.43	0.40	0.36
∞	0.49	0.49	0.48	0.48	0.48	0.47	0.47	0.47	0.46	0.45	0.44	0.41	0.38		

$h = \xi \frac{v_1^2}{2g}$

名称	简图	局部阻力系数 ξ	计算公式
进口	伸入水池的进口 	a) 当 $l/d \geq 4$ 时, $\xi = 1.0$ b) 当 $l/d < 4$ 时, $\xi = 0.75$	$h = \xi \frac{v^2}{2g}$
	带喇叭口伸入水池的进口 	a) 当 $l/d \geq 4$ 时, $\xi = 0.56$ b) 当 $l/d < 4$ 时, $\xi = 0.20 \sim 0.56$	
	喇叭口的进口 	0.1	
进口	进口没有修圆 	0.50	$h = \xi \frac{v^2}{2g}$
	进口稍加修圆 	0.20 ~ 0.25	
	进口完全修圆 	0.05 ~ 0.10	

续表

名称	简图	局部阻力系数 ξ										计算公式
出口	流入明渠 	w/D	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	$h = \xi \frac{v_1^2}{2g}$
		ξ	0.81	0.64	0.49	0.36	0.25	0.16	0.09	0.04	0.01	
口	流入水槽(池) 	1.0										
等径三通	直流汇合 	$Q_1 = Q_2$ 时, $\xi_1 = 1.5$; $Q_2 = 0$ 时, $\xi_1 = 0.1$										$h_1 = \xi_1 \frac{v_1^2}{2g}$
	直流分支 	$Q_1 = Q_2$ 时, $\xi_2 = 1.5$; $Q_2 = 0$ 时, $\xi_2 = 0.1$										$h_2 = \xi_2 \frac{v_2^2}{2g}$
	直管 	0.1										$h = \xi \frac{v^2}{2g}$
	转弯流 	1.5										
	分支流 	1.5										
	汇合流 	3.0										
异径三通		$\xi = \text{等径三通之}\xi + \text{变放(或变缩)之}\xi\text{值}$										
斜三通		0.05										$h = \xi \frac{v^2}{2g}$
		0.15										
		0.5										
		1.0										
		3.0										

续表

名称	简图	局部阻力系数 ξ	计算公式
叉		1.0	$h = \xi \frac{v^2}{2g}$
管		1.5	

式中 D ——叶轮未切削时的直径；

D_1 ——叶轮被切削后的直径；

Q 、 H 、 N ——叶轮未切削时水系的流量、扬程和功率；

Q_1 、 H_1 、 N_1 ——叶轮被切削后水系的流量、扬程和功率。

根据实验数据，依比转数而定的叶轮切削极限值列于表1-11-15。

叶轮直径切削极限值

表 1-11-15

水泵叶轮比转数	允许切削量 (%)	每切削10%时，水泵效率的概略减小值 (%)
40~120	20~15	1.0~1.5
120~200	15~10	1.5~2.0
200~300	10~7	2.0~2.5

注：叶轮直径切削的最大值不超过20%。

有时，水泵难选，也可在技术经济合理的前提下，采取调正排水管径的办法予以解决。

11.2.2.9 确定水泵工况

根据经验，在一般情况下，水泵的理论工作点宜作两个：一个是考虑排水管内径因淤积而缩小10% ($K=1.7$) 的工作点，以此点所对应的流量作为水泵排水能力的理论值；一个是不考虑排水管内壁淤积 ($K=1$) 的工作点，以此点所对应的流量、扬程和允许吸上真空高度 H_s (或必需汽蚀余量 $NPSH$) 作为计算水泵功率和校验水泵吸上高度的理论数据。但是，应该注意以上两点均必须在水泵的合理工作范围 (高效区) 以内，并且，考虑排水管内径缩小10%的工作点的效率值一般不得低于65%，以达节能之目的。

1. 一台水泵向一条管路输水时工况的确定

(1) 在座标纸上绘制水泵性能曲线。

(2) 求管道阻力系数

$$R' = \frac{H'_1 - H_2}{Q^2} \quad (1-11-39)$$

$$R'' = \frac{H'_1 - H_2}{Q^2} \quad (1-11-40)$$

式中 H'_1 ——考虑排水管内径因淤积而缩小10% ($K=1.7$) 的水泵总扬程，m；

H_1 ——不考虑排水管内壁淤积 ($K=1$) 的水泵总扬程，m；

其余符号同前。

(3) 根据 $H = H_s + R'Q^2$, 给出一定数量的 Q 值, 求得相应数量的 H 值, 然后在水泵性能曲线图上把不同的 Q 、 H 值所对应的点连起来绘制管路特性曲线 $C-E'$, 如图 1-11-57 所示。该二曲线的交点 M' 即为考虑排水管内径缩小 10% 的工作点。同样, 根据 $H = H_s + R'Q^2$ 在水泵性能曲线图上绘制管路特性曲线 $C-E''$, 可求得考虑排水管内壁淤积的工作点 M'' 。与 M' 和 M'' 对应的流量、扬程、效率和允许吸上真空高度 (或必需汽蚀余量) 分别为 Q_L 、 H_L 、 η_L 、 H'_L (或 $NPSH'$) 和 Q_L 、 H_L 、 η_L 、 H'_L (或 $NPSH''$)。

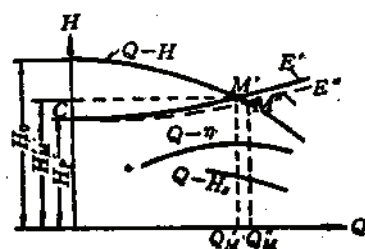


图 1-11-57 一台水泵向一条管路输水时的工作状况

2. 两台相同水泵向一条管路输水时并联工况的确定

两台相同水泵向一条管路输水时并联工作的合成性能曲线, 是在相同扬程条件下, 将两台水泵流量相加绘制而成, 如图 1-11-58 中的 $Q-H_{1+2}$ 曲线。该合成性能曲线与管路特性曲线 $C-E'$ 的交点 1 即为考虑排水管内径缩小 10% 的两台水泵并联时的工作点。与点 1 对应的 $Q = Q_1 + Q_1 = 2Q_1$ 。与点 3 对应的 Q_1 是一台水泵单独运转时的流量。一般 $Q = (1.8 \sim 1.6)Q_1$ 。 $C-E'$ 为不考虑排水管内壁淤积的管路特性曲线。

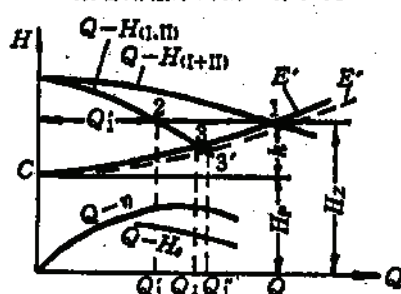


图 1-11-58 两台相同水泵向一条管路输水时的并联工作

3. 三台 (或多台) 相同水泵向一条管路输水时并联工况的确定

方法与两台水泵向一条管路输水时并联工况的确定方法相同, 如图 1-11-59 所示。

4. 三相同号水泵向两条管路输水时并联工况的确定

如图 1-11-60 所示, 先绘制每条管路的特性曲线 $C-E$, 再绘制两条管路的合成特性曲线 $C-E'$ 。这种合成特性曲线的绘制法, 是在同一扬程下把管路中的流量加起来。点 1 定出两条管路的输水量; 点 2 定出每台水泵的输水量; 点 3 定出一台水泵在两条并联管路中单独运转时的输水量; 点 4 定出每条管路的输水量。 $C-E'$ 为考虑排水管内壁淤积的合成特性曲线。 $C-E''$ 为不考虑排水管内壁淤积的合成特性曲线。

5. 两台相同水泵串联时工况的确定



图 1-11-59 三台相同水泵向一条管路输水时的并联工作

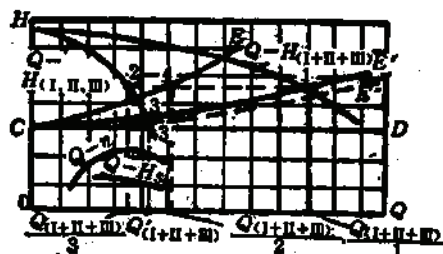


图 1-11-60 三台相同水泵向两条管路输水时的并联工作

两台相同水泵串联工作时的合成性能曲线是把两条 $Q-H_{(1)}$ 性能曲线在同一输水量下把扬程相加绘制而成,如图8-11-61所示。

水头 H ,相当于排水管路闸门关闭时两台水泵的串联工作。点 A 是在给定的管路特性曲线 $C-E'$ 和排水高度 H_0 时,一台水泵的工作状况。点 A_1 是在同一管路特性曲线时,两台水泵串联的工作状况。串联工作的水泵输水量为 $Q_{(1+2)}$,它比 Q_1 大些。

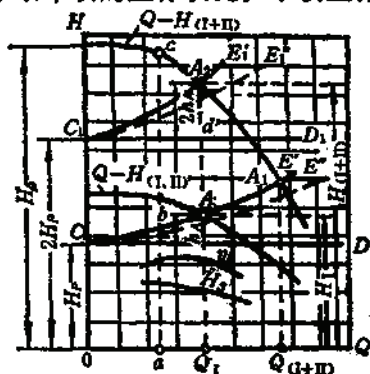


图 1-11-61 两台相同水泵串联时的工作状况

如图所示,如果排水高度 H_0 加倍,即假定增为 $2H_0$,并假定管路的水头损失,如线段 $A_2d=2h_A$ 所示也增加一倍,则水泵将在极限点 A_2 的情况下工作,其流量为 Q_1 ,总扬程等于 $H_{(1+2)}=2H_{10}$ 。

图中 $C-E'$ 、 $C_1-E'_1$ 为考虑排水管内壁淤积时的管路特性曲线。 $C-E''$ 、 $C_1-E''_1$ 为不考虑排水管内壁淤积时的管路特性曲线。

应该注意,两台不相同水泵串联时其流量必须相等,否则流量较小的泵会产生严重的过负荷;串联在后面的泵,构造必须坚固,否则会遭到破坏。串连运转在设计中一般很少采用。

11.2.2.10 水泵吸上高度的验算

水泵在具体安装地点的吸上高度(指泵轴中心线至最低吸水位的垂距)必须满足下式要求:

$$H_s < H_a - (10.3 - H_a) - (H_v - 0.24) - h_s - \frac{v_1^2}{2g} \quad (1-11-41)$$

或

$$H_s < H_a - H_v - h_s - NPSH \quad (1-11-42)$$

式中 H_s ——水泵在具体安装地点的吸上高度, m;

H_a ——水泵在不考虑排水管内壁淤积条件下最不利工作点(例如并联水泵单独运转时)的最大允许吸上真空高度, m;

$NPSH$ ——水泵在不考虑排水管内壁淤积条件下最不利工作点(例如并联水泵单独运转时)的必需汽蚀余量, m;

H_a ——水泵安装地点的大气压头, m;

H_v ——饱和蒸汽压头, m;

10.3——标准大气压头, m;

0.24——水温在20°C时饱和蒸汽压头, m;

其余符号同前。

如不能满足式(1-11-41)或(1-11-42)的要求,

可根据不同情况分别采取下列措施予以解决:

(1) 另选“ H_s ”比较高或“ $NPSH$ ”比较小的水泵,或换用潜水泵。

(2) 采用压入(潜没)式泵房(见图1-11-70~图1-11-72)。

(3) 采用高位正压引水泵房(见图1-11-73)。

(4) 当公式(1-11-41)或公式(1-11-42)的左端小于右端的数值不大,而且客观

条件又不允许换泵或改变泵房形式时,可适当降低泵房标高。但这样做之后,应在由井底车场通往泵房的通道内设置高于井底车场轨面0.5m的“驼峰”,借以达到与“泵房地坪高出井底车场轨面0.5m”相同的防水患效果^[102]。

依海拔高度而定的大气压头

表 1-11-16

海拔高度(m)	-600	0	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1500	2000	3000	4000	5000
大气压头(m)	11.3	10.3	10.2	10.1	10.0	9.8	9.7	9.6	9.5	9.4	9.3	9.2	8.6	8.4	7.3	6.3	5.5

按水温而定的饱和蒸汽压头

表 1-11-17

水温(°C)	0	5	10	15	20	30	40	50	60	70	80	90	100
饱和蒸汽压头(m)	0.06	0.09	0.12	0.17	0.24	0.43	0.75	1.25	2.02	3.17	4.82	7.14	10.33

11.2.2.11 验算正常涌水期间一昼夜水泵工作时间

$$T_{sh} = \frac{Q_{sh}}{Q_p} \quad (1-11-43)$$

式中 T_{sh} ——正常涌水期间一昼夜水泵工作时间, h;

Q_p ——考虑排水管内壁淤积条件下水泵工作点(水泵并联时应为联合工作点)所对应的流量, m^3/h ;

11.2.2.12 水泵轴功率的计算

$$N_{sh} = \frac{H_{dan} Q_{dan} \rho_s g}{3600 \times 1000 \eta_{dan}} \quad (1-11-44)$$

式中 N_{sh} ——水泵轴功率, kW;

H_{dan} 、 Q_{dan} 、 η_{dan} ——串并联或非串并联排水系统在不考虑排水管内壁淤积条件下一台水泵单独运转时的扬程(m)、流量(m^3/h)和效率;

ρ_s ——矿井水的密度,一般取 $\rho_s = 1020 kg/m^3$;

g ——重力加速度, $g = 9.81 m/s^2$ 。

11.2.2.13 确定电动机功率

$$N_d = K \frac{N_{sh}}{\eta_{ch}} \quad (1-11-45)$$

式中 N_d ——电动机功率, kW;

η_{ch} ——传动效率,直联时取 $\eta_{ch} = 1$,采用联轴节时,取 $\eta_{ch} = 0.98 \sim 0.95$;

K ——富裕系数;

当 $Q < 20 m^3/h$ 时,取 $K = 1.5$;

$Q = 25 \sim 80 m^3/h$ 时,取 $K = 1.3 \sim 1.2$;

$Q = 80 \sim 300 m^3/h$ 时,取 $K = 1.2 \sim 1.15$;

$Q > 300 m^3/h$ 时,取 $K = 1.1$ 。

根据 N_d 和水泵转数 n 选择标准电动机(见附录IV)。

矿山排水一般采用异步电动机。如矿山涌水量很大且持续稳定时间较长,成为矿山

的主要耗电大户时,为改善全矿的功率因数,通过技术经济比较,可以采用同步电动机。矿山排水很少采用可变速的水泵机组,这是因为静扬程与总的扬程之比很高,摩擦损失占总扬程的百分比不大,采用可变速得益不多之故。

11.2.3 地下矿排水管路

11.2.3.1 管路条数的确定

1.一般涌水量较大(大于 $50\text{m}^3/\text{h}$)的矿井,必须设有工作和备用水管,其中工作水管的能力应能配合工作水泵在20h内排出矿井24h的正常涌水量。工作和备用水管的总能力,应能配合工作和备用水泵在20h内排出矿井24h的最大涌水量。

2.涌水量小于 $50\text{m}^3/\text{h}$ 且服务年限较短的小型矿井,排水管路立井应设两条,斜井可设一条。

11.2.3.2 管道材料的选择

管道材料应视水压、水质和敷设条件而定。

(1)排水管沿立井敷设时,一般选用无缝钢管或焊接钢管,其规格见本书第九章表1-9-21~表1-9-24。

(2)排水管路沿斜井敷设时,一般情况下,压力小于 1MPa 时,可选用铸铁管,压力大于 1MPa 时,选用焊接钢管或无缝钢管。

(3)pH值小于5的酸性水,且压力小于或等于 1MPa 时,可选用表1-11-18中的硬聚氯乙烯塑料管。当压力大于 1MPa 时,可与塑料厂协商定货或采取其他措施(详见本章“11.2.6.2”节)。

11.2.3.3 管壁厚度的计算

1.钢管或铸铁管壁厚

$$\delta = 0.5d_n \left(\sqrt{\frac{\sigma_s + 0.4P_d}{\sigma_s - 1.3P_d}} - 1 \right) + a_r \quad (1-11-46)$$

式中 δ ——钢管或铸铁管壁厚, mm;

σ_s ——许用应力, 铸铁管 25MPa , 焊接钢管 80MPa , 无缝钢管 100MPa ,

P_d ——管道最低点的压力, MPa ;

a_r ——考虑到管道腐蚀及管道制造误差的附加厚度, 对铸铁管取 $7\sim 9\text{mm}$, 钢管取 $2\sim 3\text{mm}$;

d_n ——管子内径, mm。

2.塑料管壁厚^{〔1〕}

$$\delta_s = \frac{P_d d_w}{2\sigma_s + P_d} \quad (1-11-47)$$

式中 δ_s ——塑料管壁厚, mm;

d_w ——管子外径, mm;

σ_s ——许用应力, 不同管材的 σ_s 值如下:

硬聚氯乙烯 10MPa ;

软聚乙烯 2.5MPa ;

低密度聚乙烯 2.5MPa ;

硬聚乙烯 5.0MPa,
高密度聚乙烯 5.0MPa,
聚丙烯 5.0MPa,

其余符号同前。

硬聚氯乙烯管 (SG78-75) ①

表 1-11-18

外 径	外 径 公 差	型 号		重 型	
(mm)		壁 厚 (mm)	质 量 (kg/m)	壁 厚 (mm)	质 量 (kg/m)
10	±0.2	—	—	1.5 ^{+0.4}	0.06
12	±0.2	—	—	1.5 ^{+0.4}	0.07
16	±0.2	—	—	2.0 ^{+0.4}	0.13
20	±0.3	—	—	2.0 ^{+0.4}	0.17
25	±0.3	1.5 ^{+0.4}	0.17	2.5 ^{+0.5}	0.27
32	±0.3	1.5 ^{+0.4}	0.22	2.5 ^{+0.5}	0.35
40	±0.4	2.0 ^{+0.4}	0.36	3.0 ^{+0.6}	0.52
50	±0.4	2.0 ^{+0.4}	0.45	3.5 ^{+0.6}	0.77
63	±0.5	2.5 ^{+0.5}	0.71	4.0 ^{+0.8}	1.11
75	±0.5	2.5 ^{+0.5}	0.86	4.0 ^{+0.8}	1.34
90	±0.7	3.0 ^{+0.6}	1.23	4.5 ^{+0.8}	1.81
110	±0.8	3.5 ^{+0.7}	1.75	5.5 ^{+1.1}	2.71
125	±1.0	4.0 ^{+0.8}	2.29	6.0 ^{+1.1}	3.35
140	±1.0	4.5 ^{+0.9}	2.88	7.0 ^{+1.3}	4.38
160	±1.2	5.0 ^{+1.0}	3.65	8.0 ^{+1.4}	5.72
180	±1.4	5.5 ^{+1.1}	4.52	9.0 ^{+1.6}	7.26
200	±1.5	6.0 ^{+1.3}	5.48	10.0 ^{+1.7}	8.95
225	±1.8	7.0 ^{+1.3}	7.20	—	—
250	±1.8	7.5 ^{+1.3}	8.56	—	—
280	±2.0	8.5 ^{+1.6}	10.88	—	—
315	±2.5	9.5 ^{+1.6}	13.68	—	—
355	±3.0	10.5 ^{+1.8}	17.05	—	—
400	±3.5	12.0 ^{+2.0}	21.94	—	—

① 《机械设计手册》上册(第一分册), 化学工业出版社, 1979年10月。

注: 1. 在常温下使用压力, 轻型管为0.6MPa, 重型管为1.0MPa。

2. 耐酸碱性强, 适用于在-10~50°C范围内输送腐蚀性气体及液体。

3. 不允许使用于下列介质: 芳香烃, 脂肪及芳香烃的卤族衍生物, 酯类以及浓度在50%以上的硝酸等。

当井筒较深时, 管壁厚度宜分2~3段选择。

11.2.3.4 管道敷设

1. 立井敷设

立井管道应敷设于井筒中专用的管子间内, 管子间的尺寸除需考虑管子安装的足够位置外, 还应留有检修时更换管子的必要空间。

1) 管道连接

立井管道传统采用法兰连接。近年来普遍采用焊接。

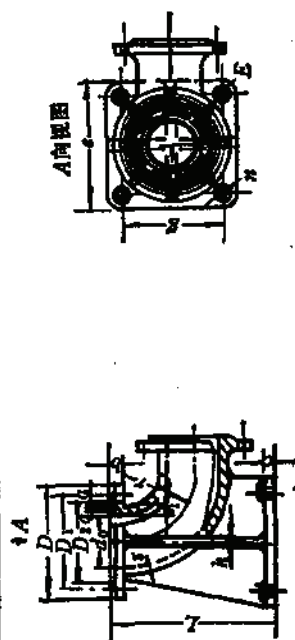
立井管道采用焊接, 有如下优点^①;

(1) 可节省大量法兰和螺栓, 省工省料, 施工简便;

(2) 质量良好的焊缝强度可与管子相同, 耐压高, 生产中不需要更换法兰垫片, 维

表 1-11-19

支 承 管 管



压力	d_1	D	D_1	D_2	S	C	孔数	e	L	g	h	m	n	r	S_1	b	a	质量	图 号	资料来源
	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)		(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(kg)		
1.6	100	220	180	156	10	18	8	250	305	194	16	36	18	130	15	20	6	23	OB-012280、机标126-2	OB为北 方有色冶金 设计研究总 院 机标为鞍 山黑色冶金 设计院研 究院图
	125	250	210	188	11	18	8	300	350	244	16	36	18	160	18	22	6	43	OB-012281、机标126-3	
	150	275	240	212	11	22	8	300	400	244	18	44	22	170	18	24	6	61	OB-012282、机标126-4	
	200	340	295	268	12	22	12	400	450	340	20	44	22	215	20	26	7	87	OB-012283、机标126-5	
	250	405	365	320	14	25	12	450	550	390	22	60	25	260	24	30	7	130	OB-012284、机标126-6	
	300	460	410	378	15	25	12	550	650	480	24	60	25	305	24	30	7	200	OB-012285、机标126-7	
	350	520	470	438	16	25	16	600	800	530	26	50	25	350	26	34	8	239	OB-012286	
2.5	100	235	190	162	10	22	8	250	305	194	16	44	22	130	18	24	10	37	OB-012287、机标127-2	OB-012287、机标127-2 OB-012288、机标127-3 OB-012289、机标127-4 OB-012290、机标127-5 OB-012291、机标127-6 OB-012292、机标127-7 OB-012293、 机标127-7
	125	270	220	188	11	25	8	300	350	244	18	50	25	160	22	28	10	53	OB-012288、机标127-3	
	150	300	250	218	12	25	8	300	370	244	20	50	25	170	24	30	12	63	OB-012289、机标127-4	
	200	360	310	278	13	25	12	400	450	340	22	50	25	215	26	34	12	100	OB-012290、机标127-5	
	250	425	370	335	15	29	12	450	580	380	24	58	29	260	28	36	12	165	OB-012291、机标127-6	
	300	485	430	390	16	29	12	550	650	480	26	58	29	305	30	40	13	240	OB-012292、机标127-7	
	350	555	490	450	17	33	16	600	800	530	28	58	29	350	34	44	14	370	OB-012293、	
4	100	235	190			32		250	295	195			22	130		27		34.3	机标128-2	鞍山黑色 冶金矿山设 计研究院
	125	270	220			34		300	385	244			25	160		29		52.3	机标128-3	
	150	300	250			36		300	385	244			25	170		31		68.2	机标128-4	
	200	375	320			45		400	475	340			29	215		35		120	机标128-5	
	250	450	385			50		450	565	390			29	260		40		180	机标128-6	
	300	515	450			60		550	655	480			29	305		40		258	机标128-7	

注：图号“OB”与“机标”尺寸稍有偏差。

修工作量小；

(3) 管子外径比法兰外径小很多，在一定深度条件下，可减小管子间的尺寸；或在同一管子间内布置较大的管子。

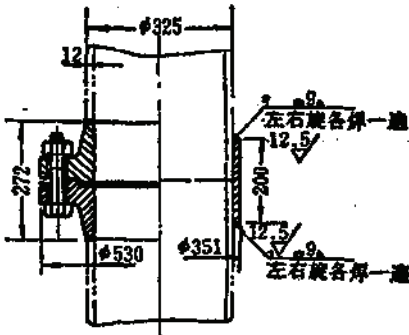


图 1-11-62 法兰连接与套管焊接的对比

目前，立井管道的焊接方法基本上有两种：一种管端加套管焊接，如图1-11-62所示；一种是管端坡口后直接对焊。也有两种方法交替使用的。

2) 管道支承

在一般情况下，井深在200m以内时，立井管道与水泵房斜通道联结处应设支承弯管（见表1-11-19），用以承担其上部管道及水柱重力。金属支承弯管需固定于专设的钢梁上。钢梁应考虑水锤力的作用。

管长超过200m时，除需装设上述支承弯管外，在井筒中每隔150~200m，尚需装设承载该段管道重力的支承直管（见第九章表1-9-26）及伸缩节头（见第九章表1-11-32）。支承直管同样需要用专用的钢梁来固定。最上面的伸缩节头一般设于离井口50m处。管道的伸长量可按照本章公式（1-11-1）计算（一般矿井水的温度为16.5~19℃）。

井筒中的直管应设导向卡子，卡于罐道梁上，以避免纵向弯曲。

鉴于矿井温差不大，管子的伸缩量可由井口的弯头自然补偿，水口山、程潮、大冶等矿，早已取消伸缩节头。1980年，淮南新庄孜矿新副井，垂深440m，井筒内敷设4条 $\phi 325$ mm的排水管，全部采用焊接，中间不设伸缩节头，也不设支承直管（在井筒下部约全长的3/5处设一固定管卡）^{〔1〕}。

2. 斜井管道敷设

视井筒内的设施情况，斜井管道可以布置在人行道一侧，也可以布置在非人行道一侧，可以沿底板敷设，也可以沿井壁架设。当管道架设在人行道上时，管道最低点与人行踏板的净空高度不得小于1.8m，其支架最大允许间距可参照表1-11-1确定，其实际常用跨距见表1-11-20。为防止管子下滑，架设的管子每隔一定距离应设一带拉杆的管夹子；沿底板专用支墩敷设的管子，每隔一定距离应设一固定管卡。

斜井管道象立井管道一样，一般采用法兰连接，近年来已逐步为焊接所代替。西石门铁矿斜井管道全部采用焊接，省工、省料、效果良好。

斜井（或水平）排水管道常用跨距

表 1-11-20

排水管直径 (mm)	常用支墩跨距 (m)	附 注
50~100	4	由于巷道支护厚度及强度有一定限度，架设大口径管道通常采取加密支架，减小跨距的办法解决之，一般均小于10m。沿底板专用支墩敷设的管道，支墩间距可参照表1-11-1设置。
125~200	6	
250~400	6~8	
≥450	10	

3. 排水钻孔

● 《煤矿矿井采设计手册》(下册)，煤炭工业出版社，1984年4月。

焦作矿务局排水

序号	矿 井	地 区	施工孔号	使用孔号	钻 机 型 号	施 工 日	
						钻 探 作 业	
						起 止 日 期	总日数
1	李 封 矿	24号地区	李 排		KAM-500	1957年	
2	韩 王 矿	一 水 平	韩 排	排 1	KAM-500	1959年	
3	小马村矿	田 门 井	田 排		KAM-500	1960年	
4	焦 西 矿	焦 西 井	39号排		KAM-500	1960.2.~12	
5	李 封 矿	塔掌斜井	李 排 1	排 1	KAM-500	1961.1.1~6.28	179
6	李 封 矿	塔掌斜井	李 排 2	排 2	KAM-500	1962.1.1~3.25	84
7	小马村矿	小马村井	小 马 排		KAM-500	1963.10.1~12.30	92
8	焦 西 矿	焦 东 井	东 排 1		KAM-500	1964.8.7~11.26	111
9	焦 西 矿	焦 东 井	东 排 2		KAM-500	1965.5.1~7.21	82
10	李 封 矿	反 修 区	李 排 4	排 3	XB-1000	1966.2.3~5.20	107
11	韩 王 矿	一 水 平	韩 排 1	排 2	XB-1000	1966.10.1~10.20	22
12	韩 王 矿	一 水 平	韩 排 2	排 3	XB-1000	1966.11.11~12.15	35
13	韩 王 矿	一 水 平	韩 排 3	排 4	XB-1000	1966.12.29~1967.1.25	28
14	李 封 矿	反 修 区	李 排 5	排 4	XB-1000	1967.9.21~1968.7.28	311
15	演马庄矿	一水平西大巷	演 排 1		XB-1000	1967.10.14~68.3.6	134
16	演马庄矿	一水平西大巷	演 排 2		XB-1000	1968.3.22~6.6	97
17	演马庄矿	一水平西大巷	演 排 3		XB-1000	1958.6.7~8.21	45
18	演马庄矿	一水平西大巷	演 排 4		XB-1000	1958.8.22~11.14	85
19	焦 西 矿	焦 东 井	东 排 3		XB-1000	1968.12.11~1970.4.3	141
20	李 封 矿	反 修 区	李 排 6	排 5	XB-1000	1968.8.1~12.31	156
21	李 封 矿	反 修 区	李 排 7	排 6	XB-1000	1969.1.1~4.30	120
22	焦 西 矿	焦 西 井	西 排 1		XB-1000	1970.4.8~5.10	31
23	焦 西 矿	焦 西 井	西 排 2		XB-1000	1970.6.8~7.26	49
24	焦 西 矿	焦 西 井	西 排 3		XB-1000	1970.9.26~11.8	44
25	李 封 矿	大井小煤区	李 排	排 7	XB-1000	1971.3.27~5.25	60
26	王 封 矿	71号泵房	王 排 1	排 6	XB-1000	1971.9.8~11.5	59
27	王 封 矿	71号泵房	王 排 2	排 4	XB-1000	1972.2.1~3.12	40
28	王 封 矿	71号泵房	王 排 3	排 3	XB-1000	1972.4.1~4.22	22
29	王 封 矿	71号泵房	王 排 4	排 5	XB-1000	1972.5.9~5.8	31
30	王 封 矿	71号泵房	王 排 5	排 1	XB-1000	1972.6.20~7.30	41
31	王 封 矿	71号泵房	王 排 6	排 2	XB-1000	1972.8.10~8.26	17
32	小马村矿	田 门 井	田 排 1		XB-1000	1973.3.30~4.28	30
33	李 封 矿	塔掌斜井	李 排	排 8	XB-1000	1974.7.26~8.25	31
34	演马庄矿	二 水 平	演 排 1		XB-1000 SPJ-300	1974.4.1~9.17	170

注：1. 钻探台月效率包括钻探辅助时间在内，如搬家、安装、事故处理、停钻待料……等，不包括与钻探作业无关的停钻时间。

钻孔统计资料

表 1-11-21

期		孔 深	孔 径	管 径	终孔斜度	终孔水平 偏移 距离	钻进效率	总费用	成 本	备 注
下管、注浆、其它										
起 止 日 期	总日数	(m)	(mm)	(mm)		(m)	(m/台月)	(元)	(元/m)	
		160	203	188						采煤后岩层 移动而破坏
		126.0	350	329						
		208.33	340	329				82129	408	下管失败而 报废
		148.87	300	274				20821	140	
		198.24	285	249			33	55898	284	开采后被 破坏
		197.24	350	329			70	81613	414	
		176	300	274			56	24577	140	
		197.73	350	329			50	58747	294	
		200.08	350	329			72	35657	178	
8.24~8.31	8	262.30	300	274	4°30'	5.7	74	42361	162	
11.9~11.10	2	115.00	300	274	4°	3.2	158	13643	119	
12.28~12.28	3	112.34	380	329	5°12'	5.8	99	14735	131	
1967.2.1~2.3	3	110.97	300	274	3°	3.5	119	3948	81	
		250.01	350	329	5°12'	15.5	24	82948	332	
1968.3.18~3.21	4	183.53	350	329	6°30'	6.9	38	36321	198	
		179.39	350	329	5°	4.4	70	20249	113	
		179.03	350	329	6°12'	12.0	71	19865	111	
		179.78	350	329	6°54'	10.6	63	24241	135	
1970.5.19~5.23	5	198.87	350	329	6°24'	9.2	49	31019	156	
		270.12	350	329	11°00'	33.2	56	43351	161	
5.14~6.1	19	289.31	350	329	8°42'	14.0	68	40127	149	
		165.98	350	329	3°	1.4	161	27422	165	
7.27~7.31	5	165.98	350	329	2°48'	3.5	191	18558	100	
11.9~11.26	17	167.36	350	329	7°13'	8.1	114	15828	94	
		175.57	350	329	7°	9.2	37	28042	150	
12.1~12.13	13	162.95	350	329	10°30'	11.3	83	31877	196	
3.18~3.20	3	163.19	350	329	4°24'	6.8	110	12363	76	
5.1~5.3	3	163.10	350	329	4°42'	5.1	222	9937	61	
6.10~6.18	7	163.03	350	329	7°30'	7.6	158	10152	62	
8.1~8.9	9	165.98	380	329	3°48'	4.4	122	10936	66	
9.11~9.20	10	161.05	350	329	0°42'	2.4	285	3811	55	
8.11~8.24	14	201.04	350	329	1°54'	3.0	201	11954	59	
9.1~9.13	13	192.15	350	329	4°36'	7.5	185	20711	103	
		293.46	350	329	11°18'	17.1	78	31351	230	

2. 钻孔测斜工作自1966年正式开展起来, 1965年以前只简单测一下钻孔斜度。

* 在孔深250m左右千米钻机打不下后改用SPJ-300型钻机, 故施工时间较长, 成本较高。

钻孔排水常用于斜井开拓的矿井。与斜井井筒敷设管道相比,管路短,电耗少,维修量小。有时也用于涌水量很大、离井筒很远的泵房中,可减小水沟断面,使泵房分散,便于通风等。目前受钻机能力的限制,钻孔偏斜也不易掌握,排水管径和排水高度不能很大。

表1-11-21为焦作矿务局排水钻孔统计资料。除表中所列外,该局水文队1980年在马村矿利用旧石油钻机施工,孔径为394mm,深达400m。

据生产单位经验,设计中应注意如下问题:

(1) 孔径要比排水管外径大20~30mm,以便于下管子和壁后注浆。

(2) 孔位在井下应设在与泵房保持一定距离的水平管子道中,便于管子安装。在地面两孔中心距应在4m以上,便于钻孔施工。

(3) 钻孔的施工和排水管的安装应在井下管子道施工之前完成。

(4) 由于钻孔偏斜和孔底坐标不易测准,须在井下找孔,故巷道工程量不易控制,设计时应适当考虑。

(5) 孔位不要设在受岩石移动影响的地方。

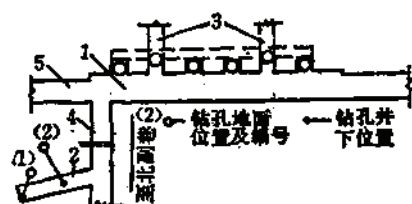


图 1-11-63 焦作东矿北区泵房排水钻孔平面布置

1—水泵房; 2—管子道; 3—水仓; 4—通道;
5—变电所

图1-11-63为焦作东矿北区泵房排水钻孔平面布置。

4. 泵房管道敷设

1) 排水管道敷设

(1) 每台水泵应能分别向两条主排水管输水;

(2) 每台水泵的排出管上应装设截止阀和操作闸阀;

(3) 在水泵排出管和主排水管之间宜装设控制闸阀(一般装在斜管子道下部),以便当主排水管或水泵排出管上的阀门出故障时,能将二者隔开;

(4) 泵房管道应在适当位置装设放水管和放水闸阀(一般可取 $D_f = 50\text{mm}$);

(5) 架空排水管道最低点至泵房地坪的净空高度不得小于1.8m;

(6) 管道布置应使安装和检修工作不受妨碍;

(7) 应尽量减少异形管件;

(8) 泵房中设起重机时,应使管道布置不妨碍起重机吊运设备。

2) 吸水管敷设

(1) 吸水管与水泵的正确接法见图1-11-7;

(2) 吸水管应尽可能短些,并少用弯头;

(3) 吸水管口应装设滤水网,滤水网的总过滤面积不得小于吸水管口面积的2倍。

5. 管子道管子敷设

管子道为泵房通往井筒的安全出口,管子的敷设不得妨碍矿井发生水患时人员通行。

11.2.4 主排水泵房

主排水泵房的设计,首先要根据所选水泵决定泵房的形式。

当采用卧式离心泵时,首先要决定水泵位于水仓的上方还是下方。前者靠水泵所产生的负压引水,称之为吸入式泵房,或普通泵房;后者具有正压引水条件,称之为压入式泵房。

房,或潜设式泵房。从安全和控制方面看,水泵位于水仓上方并具有正压引入条件是较有利的,这可以借助于低扬程(6~15m)的立式泵来实现,我们称之为高位正压引水泵房(参见图1-11-73)。

当采用潜水泵时,可以设潜水泵井,也可以利用钻孔直接排水。

11.2.4.1 吸入式(普通)泵房

1. 一般规定和要求

(1) 主排水泵房一般设于敷设排水管路的井筒附近,并与主变电所联合布置。

(2) 主排水泵房至少要有两个出口,一个通往井底车场;另一个用斜巷通往井筒。

通往井底车场的通道中,应设置既能防水又能防火的密闭门,并铺设轨道。通道断面应能搬运泵房中的最大设备。

通往井筒的斜巷与井筒连接处应高出井底车场轨面7m以上,并应设置平台。该平台必须与井筒中的梯子间相通,以便人员行走。斜巷断面亦应在安装水管和电缆后能通行人员。斜巷倾角一般为30°左右,其中应设人行阶梯。

一般煤矿主排水泵房的斜管子道断面较大,其上部与井筒连接的平台与罐笼的进出车端相对,并设有绞车硐室和轨道,既能行人,又能搬运设备,图1-11-64所示为其一例,可供参考。

(3) 泵房地坪一般应比井底车场轨面高0.5m。地坪应向吸水井一侧有0.003的下坡。

(4) 一般每台水泵有一单独的吸水井。如两台水泵共用一个吸水井,其滤水器在吸水井中的布置应符合图1-11-6的要求。

(5) 配水巷与水仓、吸水井之间应设配水闸阀。配水井和吸水井中应设人行爬梯,其上方应设起重梁或起重吊钩,井口应设活动盖板。

(6) 水泵电动机容量大于100kW时,泵房内应设起重梁或手动单梁起重机,并铺设轨道。

(7) 泵房应有良好的通风和照明。正常排水时泵房的温度不得超过30℃。超过时,应采取降温措施。

(8) 正常排水时,泵房噪音不得大于85dB(A)。

2. 泵房布置

为减小硐室宽度,水泵一般顺轴向单排布置。如水泵台数较多(6台以上),泵房围岩条件较好时,为缩短泵房长度,便于管理,也可双排布置。

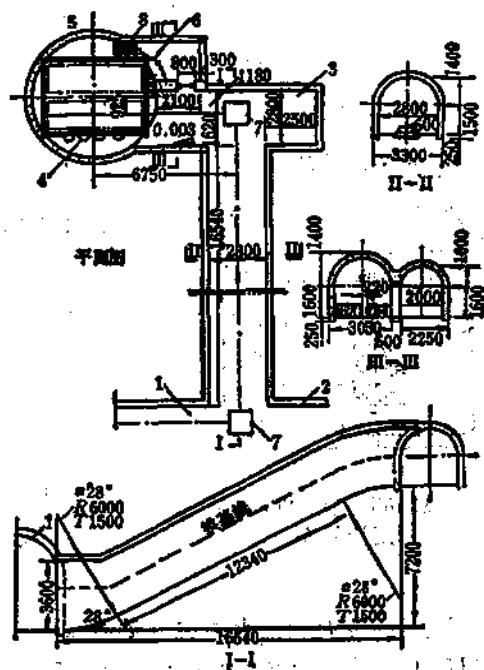


图 1-11-64 河南义马甘孜矿管子道

1—主排水泵房; 2—主变电所; 3—罐车硐室;
4—排水管; 5—井筒; 6—铁梯; 7—转盘;
8—连接梯子间平台

1) 水泵单排布置 (参见图1-11-66)

(1) 泵房长度

$$L_{bf} = n_T L_{js} + L_{js} (n_T + 1) + L_{gz} \quad (1-11-48)$$

式中 L_{bf} ——泵房长度, m;

n_T ——水泵台数, 台;

L_{js} ——水泵机组 (水泵和电动机) 的总长度, m;

L_{js} ——水泵机组间的净空距离 (m); 该距离应保证相邻机组工作时, 能顺利抽出另一机组的电动机转子 (可按电动机转子长度加0.5m裕量计算), 一般为1.5~2.5m;

L_{gz} ——隔音值班室长度 (m), 不需要时可取消。

(2) 泵房宽度

$$B_{bf} = b_{js} + b_{gs} + b_{js} \quad (1-11-49)$$

式中 B_{bf} ——泵房宽度, m;

b_{js} ——水泵基础宽度, m;

b_{gs} ——水泵基础边缘到有轨道一侧墙壁的距离, 应使通过最大设备时每侧尚有不小于200mm的间隙, 一般为1.5~2.0m;

b_{js} ——水泵基础边缘到吸水井一侧墙壁的距离, 一般为0.8~1.0m。

(3) 泵房高度

泵房高度应满足安装和检修时起吊设备的要求。当设起重机时, 车轮轨面高度可按下式计算 (图1-11-65):

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + h_5 \quad (1-11-50)$$

式中 H ——起重机轨面至地坪的高度, m;

h_1 ——起重机轨面至吊钩中心的极限距离, m;

h_2 ——起重绳的垂直长度, 水泵为0.8 $\times$, 电动机为1.2 $\times$, $\times$ 为起重部件宽度, m;

h_3 ——最大一台水泵或电动机的高度 (对开式单级水泵应为1.6倍泵高), m;

h_4 ——最大一台水泵或电动机吊离基础面的高度, 一般不小于0.3m;

h_5 ——最大一台水泵或电动机基础面至泵房地坪的高度, m。

利用上式计算之起重机轨面高度应尽可能兼顾泵房内管子的吊装。

泵房的总高度需根据起重机轨面高度及起重机安装要求确定。

当设起重梁时, 泵房总高度一般为3~4.5m。起重梁安装高度可参照式 (1-11-50) 计算。

(4) 水泵基础

水泵基础的长和宽一般应比设备底座的最大外形尺寸每边大100~150mm。基础面至泵房地坪的高度一般不小于100mm, 最小不得小于50mm。

地脚螺栓直径、基础预留孔尺寸可根据设备地脚螺栓孔按表1-11-22决定。

地脚螺栓长度约等于20倍螺栓直径加螺栓外露长度。

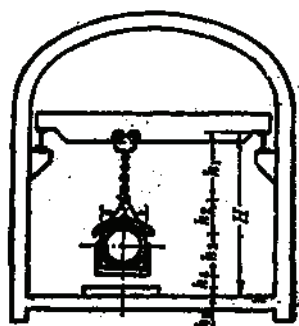


图 1-11-65 起重机轨面高度计算图

地脚螺栓直径、基础预留孔尺寸(mm)与设备地脚螺栓孔径关系表 表 1-11-22

地脚螺栓孔径D	12	>13~17	>17~22	>22~27	>27~33	>33~40	>40~50	>50~55	>55~65
地脚螺栓直径d	10	12	16	20	24	30	36	42	48
基础预留孔尺寸长×宽×深	80×80 ×300	80×80 ×300	100×100 ×400	100×100 ×500	120×120 ×600	130×130 ×800	160×160 ×1000	180×180 ×1000	200×200 ×1200

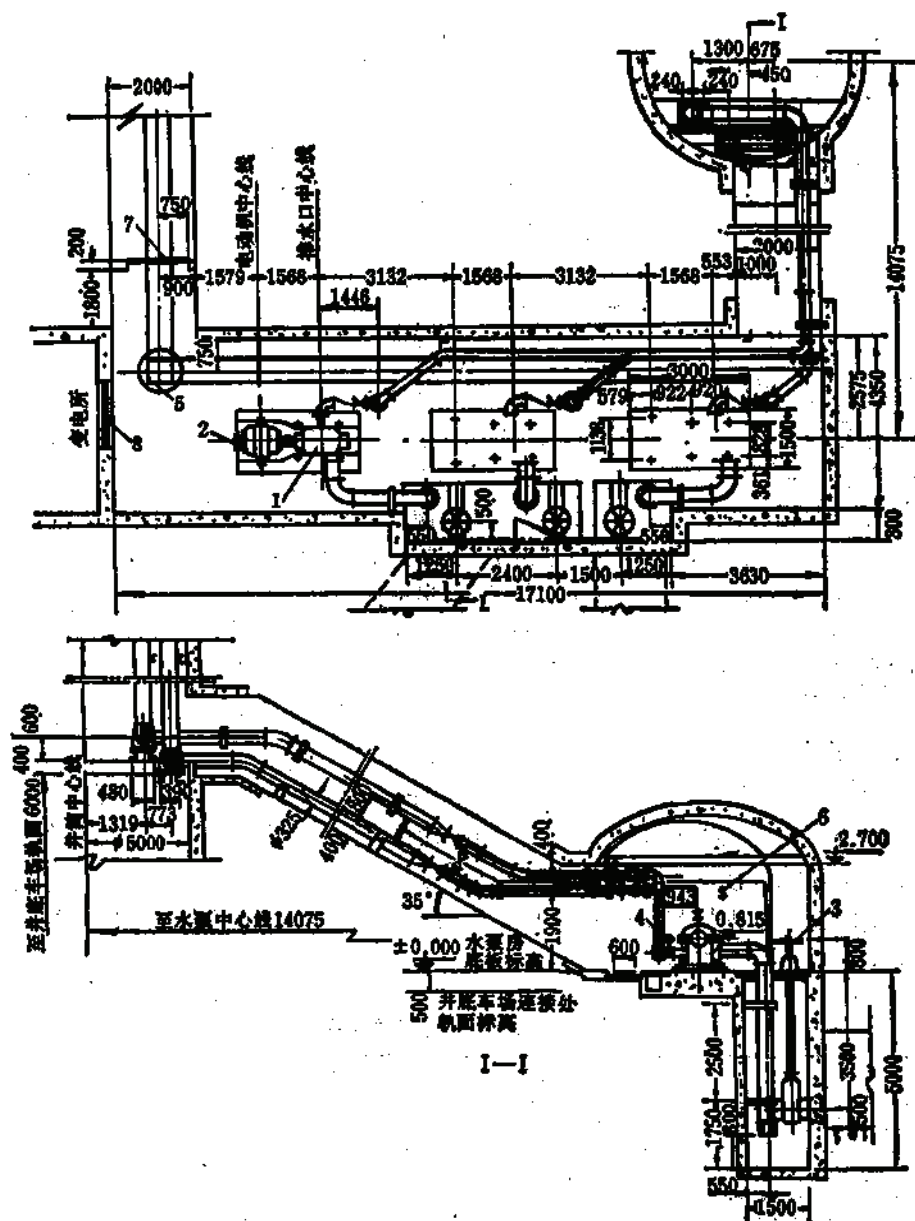


图 1-11-86 泵房水泵单排布置

1—DK400-11型水泵；2—电动机；3— $\phi 400$ 分水闸阀；4—压力表；5—转盘；6—平衡葫芦；7—闸板门；8—防火门

当水泵基础处的岩石比较稳固时,小型水泵可以用锚杆固定于岩石上。临时性小水泵可以不设基础。

2) 水泵双排布置 (见图1-11-67) ●

水泵双排布置泵房尺寸的计算方法与单排布置时完全一样,只不过宽度增加而已(约为单排布置的1.6倍)。二者相比,双排布置的优缺点如下:

优点:

(1) 硐室长度缩短一半,占用面积较少,有利于井底车场的总平面布置;

(2) 由于硐室长度缩短一半,便于巡视管理;同时动力、控制、信号电缆及铺轨长度均显著减少;

(3) 硐室宽敞,便于检修,设备运行时通风条件较好;

(4) 泵房内管路环形布置,对水泵组合成并联运行比较灵活,排水系统调度方便。

缺点:硐室跨度大,底部有数条相距较近的配水仓穿过,工程比较复杂,施工难度大。因此,在采用这种布置方式时,应针对硐室周围的岩层性质和水文地质条件,选择合适的支护形式和施工方法。

目前,荆各庄、三河、显德汪等煤矿井下主排水泵房采用双排布置,已运行多年,效果良好。

3. 吸入式泵房实例

(1) 泵房水泵单排布置图(图1-11-66)。

(2) 泵房水泵双排布置图(图1-11-67)。

4. 利用喷射泵实现无底阀排水

在吸入式泵房中,水泵利用喷射泵引水,实现无底阀排水,是近几年来迅速推广的一项革新成果,简单易行,便于实施,优点如下:

(1) 能减少底阀的阻力损失,降低电耗;

(2) 能改善水泵的引水条件,减少发生汽蚀的可能,延长水泵的使用寿命;

(3) 设备简单,使用方便。维修工作量小。

山东博山阀门厂根据煤炭部通用设计生产的喷射泵见表1-11-23。喷射泵结构简单,有条件的矿山也可自行加工。

ZPB型喷射泵主要技术规格

表 1-11-23

型 号	ZPBD型	ZPBZ型	ZPBQ型
工作压力水(MPa)	0.2~1.6	1.6~4.0	4.0~10.0
压缩空气(MPa)	≥0.5	≥0.5	≥0.5

注:喷射泵成套供应范围包括高压阀门、低压阀门、真空表、管道及过滤网等。

● 王寿元“中央水泵房双排水泵布置方式”,《煤矿设计》,1983年第4期。

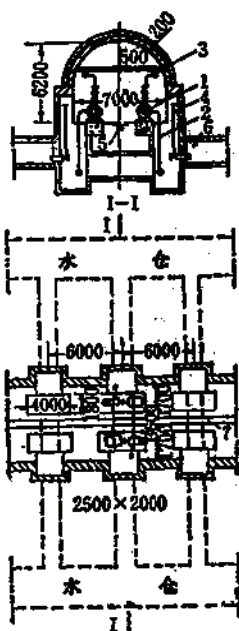


图 1-11-67 泵房水泵双排布置

1—水泵; 2—吸水管; 3—排水
水管; 4—配水闸阀; 5—电缆
沟; 6—配水仓; 7—轨道

喷射泵安装形式根据现场使用条件可分两种：一种是单独安装，即每一台水泵配用的喷射泵只能为该台水泵引水使用，如图1-11-68所示；另一种是并联安装，即每一台水泵配用之喷射泵互相并联，互为备用，如图1-11-69所示。在并联系统中，任意一台喷射泵工作时能够启动任意一台水泵，因而可以使井下泵房之水泵全部取消底阀。喷射泵之动力，可以分别使用主排水管中的高压水、供水水源或压缩空气。但由于各动力源之工作压力不同，应严禁同时使用两种动力源，以防发生事故。同各动力源管路连接之阀门均应按压力最大者选用。

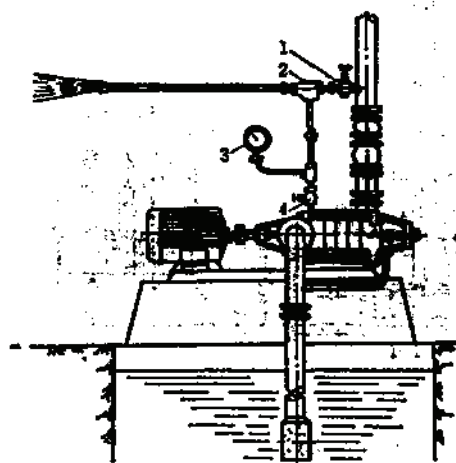


图 1-11-68 每台水泵单独安装之喷射泵
1—高压阀门；2—气水两用喷射泵；3—真空表；4—低压阀门

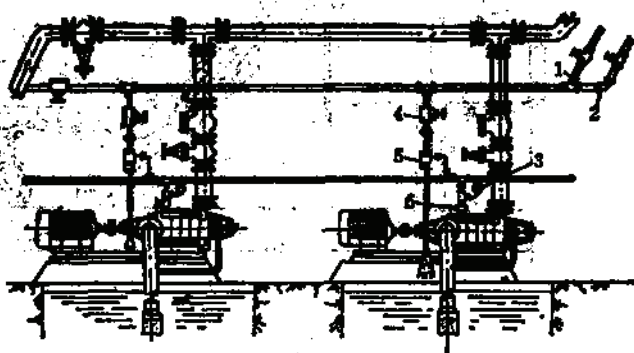


图 1-11-69 各台水泵并联安装之喷射泵
1—供水管路；2—压气管路；3—真空表；4—高压阀门；5—气水两用喷射泵；6—低压阀门

11.2.4.2 压入（淹没）式泵房

1. 主要优缺点

1) 优点

(1) 不受水泵吸程的限制，可以选用低吸程、无吸程或需要一定注水高度的高效率、大流量水泵，从而达到节约能源、减少水泵台数、缩短泵房长度、减少堵塞工程量的目的。

据计算，金岭铁矿压入式泵房采用之10DK-9×2型水泵（ $H=240\text{m}$ ， $Q=1188\text{m}^3/\text{h}$ ， $H_s=0\text{m}$ ， $\eta=0.85$ ），和潜吸入式泵房采用250D-60×4型水泵（ $H=240\text{m}$ ， $Q=450\text{m}^3/\text{h}$ ， $H_s=5.5\text{m}$ ， $\eta=0.78$ ）相比，效率可提高 $0.85-0.78=0.07$ ，节电效果十分显著，而水泵台数可减少约2/3，泵房长度可缩短约50%。

(2) 可避免汽蚀现象，提高水泵工作的可靠性，延长水泵的使用寿命。

(3) 启动前不需要灌水，有利于实现水泵的自动控制；手动操作也极为方便。

(4) 无底阀，吸水管阻力损失小，电耗少。

2) 缺点

(1) 泵房低于水仓和大巷，施工出渣比较困难，积水排除不便，通风条件稍差。

(2) 当水文地质和工程地质条件比较复杂时, 对施工技术和支护的坚固性要求较高。

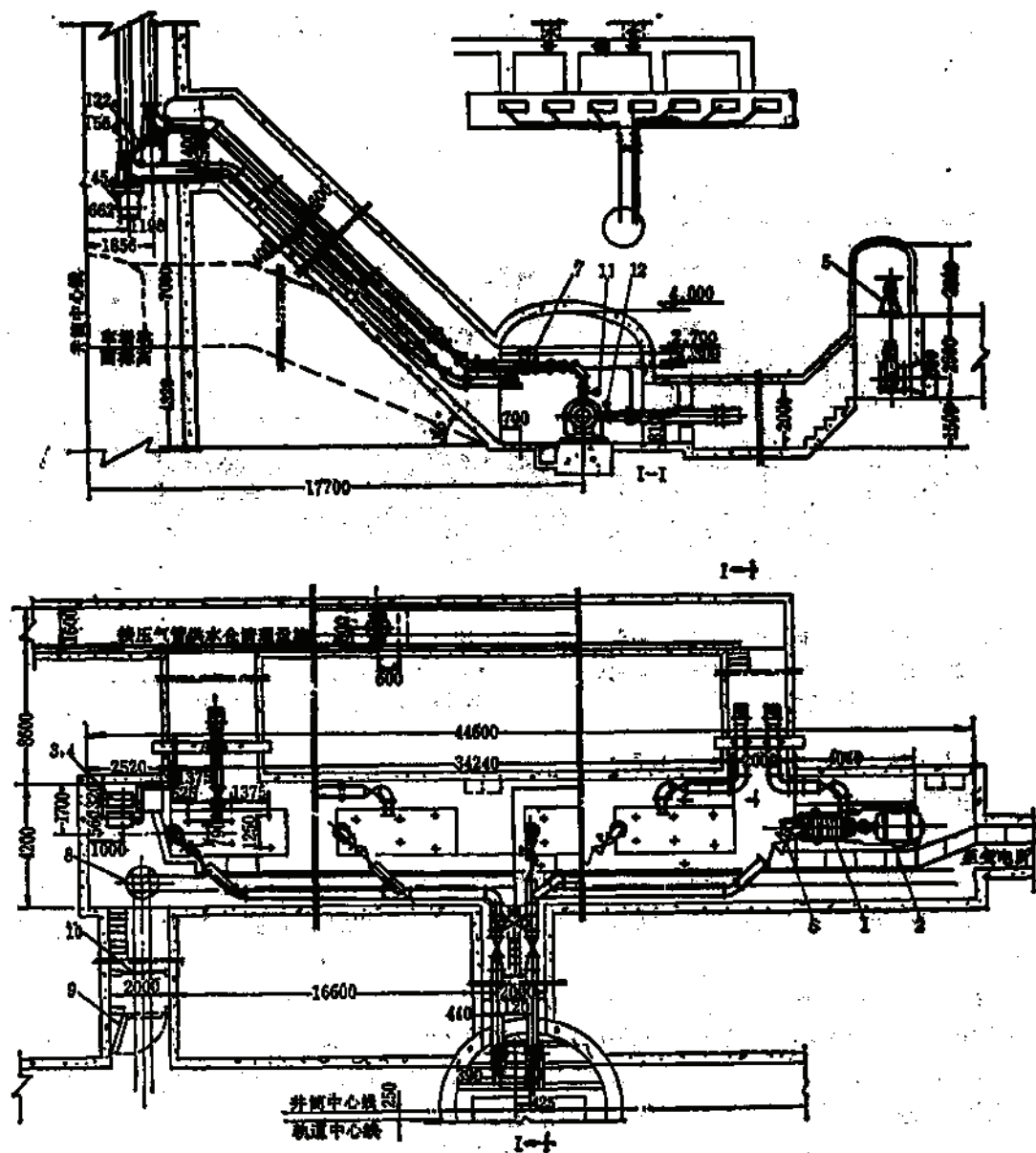


图 1-11-70 凡口铅锌矿压入式泵房

1—3DA8×9型水泵; 2—电动机; 3、4—水泵及电动机; 5— $\phi 750$ 配水阀; 6—电动闸阀; 7—手动葫芦; 8—转盘; 9—防水门; 10—隔档门; 11、12—压力表
说明: 泵房内无连接配水闸阀操作卷的通道。

(3) 若两种泵房采用同一种型号规格水泵且其他条件相同时, 则压入式泵房比吸入式泵房的硐室开凿量需增加20~30%。

总的来看, 在一般情况下, 压入式泵房的优点是大于缺点的, 特别是其显著的节能效果, 令人瞩目, 已被我国列为矿山节能的重要措施之一。

2. 一般规定和要求

泵房的位置、尺寸、出口数量、温度、噪音和管道与井筒连接处平台标高等有关规定和要求, 均与吸入式泵房相同。

3. 安全问题及安全措施

压入式泵房低于水仓和大巷, 其安全问题一直是人们所担心的。国内外生产实践证明, 除上述一般规定和要求外, 只要采取如下措施, 压入式泵房即可达到与吸入式泵房同样的安全程度。

(1) 泵房与车场连接的斜通道上口底板应高出连接处车场轨面0.5m, 或采取作用相同的其他阻水措施。

(2) 泵房与车场或大巷相通的所有通道均应设置防水密闭门。

(3) 为便于水患时关闭所有通道密闭门的情况下可以控制配水阀, 泵房内应有通往配水阀操作巷的通道。

(4) 泵房支护和吸水巷的密闭墙, 应能防止水仓和围岩渗漏水。水仓和泵房高差较

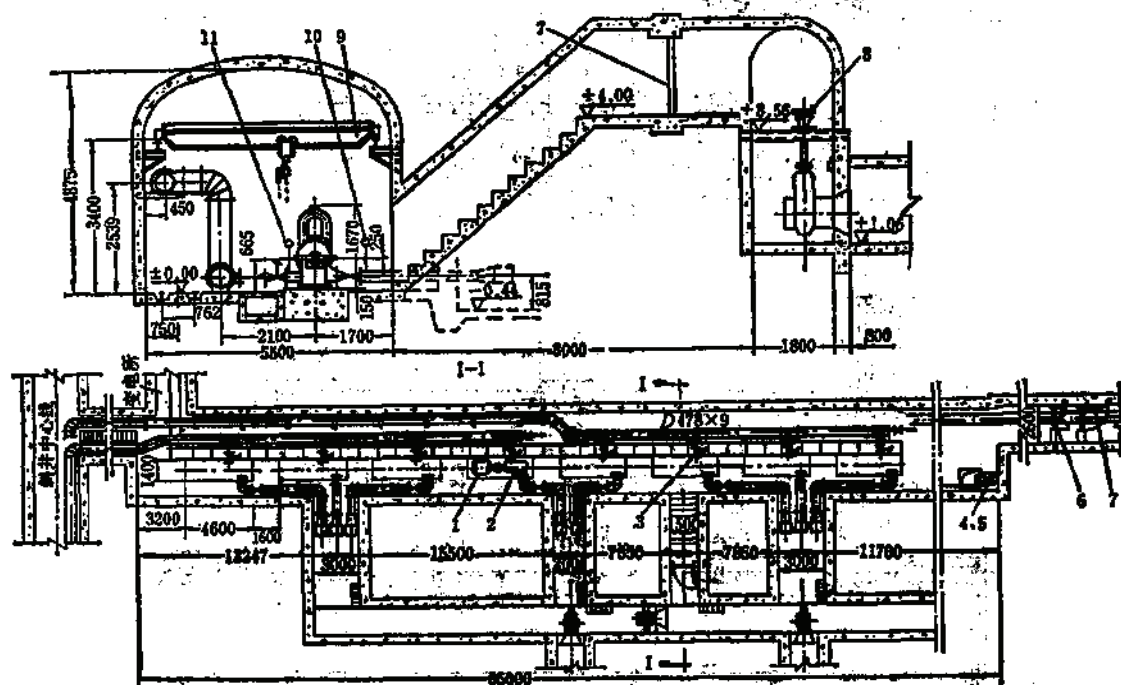


图 1-11-71 西石门铁矿北区 +120m 压入式泵房

1—电动机, 2—DK400-22型水泵, 3—电动阀, 4、5—水泵及电动机, 6—栅栏门, 7—防水门, 8—配水阀, 9—SDX-3型起重机, 10、11—压力表

说明: 1. 本泵房原设计为混凝土支护, 后改为喷浆支护, 效果良好, 泵房围岩为闪长岩, $f=12\sim14$;

2. 配水阀操作巷有通往泵房的通道, 无另外通往大巷的通道。

大时,应考虑其间围岩的坚固性。

(5) 泵房内应设有安全水窝或水池,并配有两台小泵(一台工作,一台备用),以排除泵房积水。积水可排至吸水巷内。

安全水窝或水池的容积,煤矿一般按一条排水管的容水量计算,以保证某一条排水管由于水锤作用(或其他原因)而破裂时,倾泄入泵房内的水不致影响主排水设备的正常运转。

(6) 有突然涌水可能的矿山,为便于水患时增加排水设备,吸水巷密闭墙上应预留吸水管,泵房及变电所均应相应地留有余地。

4. 泵房地坪标高的确定

(1) 对于有一定吸水高度的水泵,水仓底板的标高应高于水泵放气孔 $0.1 \sim 0.2\text{m}$,以保证水泵内部充满水,能随时起动。

(2) 对于无吸水高度或要求有一定注水高度的水泵,除满足前一条件外,尚应使水仓底板与水泵轴线间的高差能满足水泵运转时注水高度(包括吸水管及水泵入口处阻力损失水头)的要求,并留有 $0.5 \sim 1.0\text{m}$ 高差的余量,以防发生汽蚀。

5. 泵房开凿条件

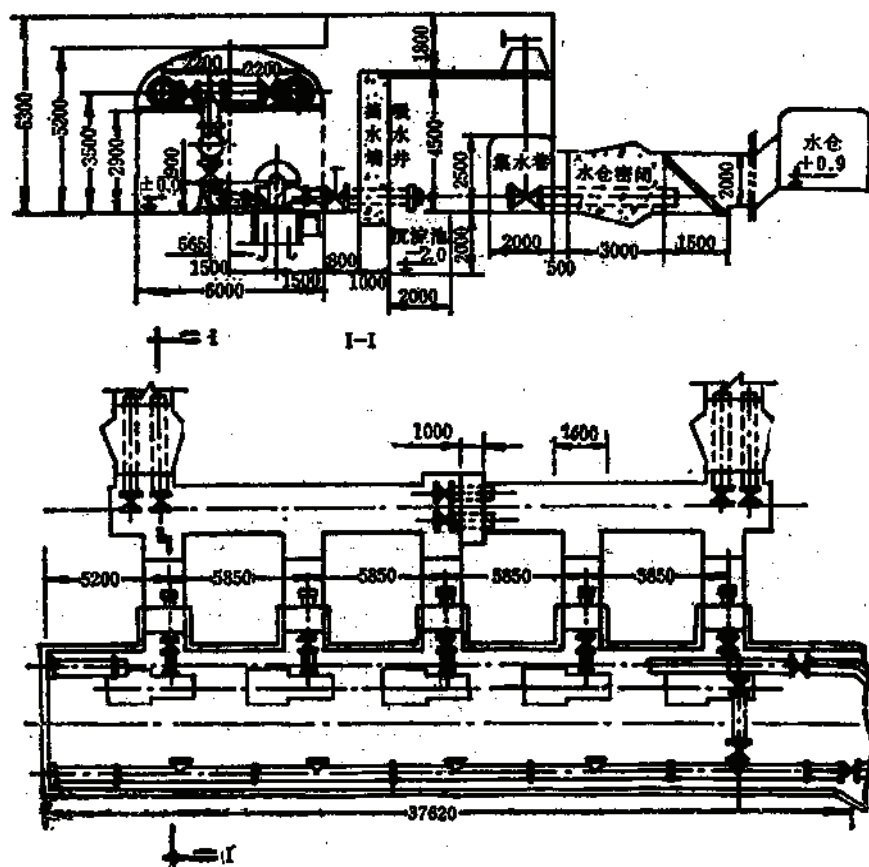


图 1-11-72 金岭铁矿压入式泵房

说明: 吸水巷与泵房之间用高于大巷轨面 0.5m 的挡水槽隔开,不完全密闭,人可通过梯子进入配水巷。配水巷没有另外的通道与大巷相通。

当用连续浇注混凝土时,可在 $f=5\sim6$ 的任何岩石(包括裂隙岩石)中修建压入式泵房。我国凹山铁矿在 $f=5\sim8$ 的比较破碎的岩石中修建的压入式泵房,采用混凝土支护,1980年开始使用,至今良好。这种情况表明,在一般情况下,凡可建吸入式泵房的地方,也可建压入式泵房。问题是要针对不同的岩石条件采取不同的施工方法和支护形式。

6. 压入式泵房实例

目前,我国压入式泵房尚无统一的标准设计,各单位设计的压入式泵房虽大同小异,但各有千秋,现举三例,以供参考。

- (1) 凡口铅锌矿压入式泵房(图1-11-70);
- (2) 西石门铁矿北区+120m压入式泵房(图1-11-71);
- (3) 金岭铁矿压入式泵房(图1-11-72)。

11.2.4.3 高位正压引水泵房

图1-11-73是某矿设计的高位正压引水泵房的方案图。这种泵房利用立式水仓泵实现正压引水,并保证高位泵房的安全。

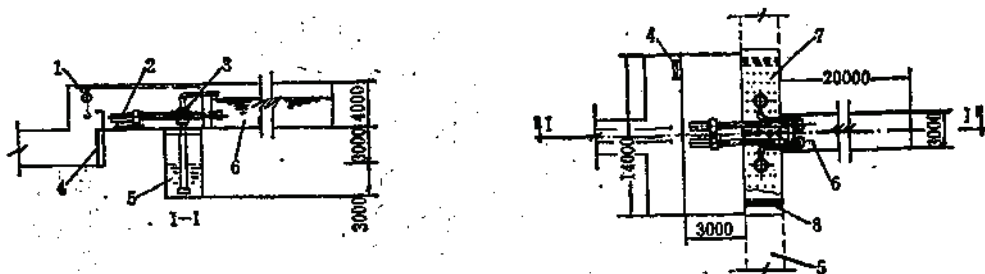


图 1-11-73 高位正压引水泵房方案图

1—单轨吊车; 2—主排水泵; 3—水仓泵; 4—梯子; 5—主水仓; 6—高位水仓; 7—筛状隔板; 8—滤网

11.2.4.4 潜水泵泵井

潜水泵用之于井下排水有如下优点:

(1) 在矿井淹没的情况下,仍能保持设计排水能力,其防水患能力是一般卧式离心泵无法比拟的,特别适合于大水或有突然涌水危险的矿山使用。

(2) 水泵效率较高,可节约能源。

(3) 电机产生的热量被水带走,可解决一般泵房多台大泵运转时的通风散热问题。

(4) 电机潜入水下,运转平稳,噪音小。

(5) 可实现地面集中控制,有利于实现水泵工作的自动化和遥控。

其缺点主要是水泵价格太贵,对水质要求太严。

目前,大型潜水泵已成功地应用于被淹矿井的抢险排水,但作为井下主要排水设备尚缺乏使用经验。开滦荆各庄矿是我国最早(1981年)将潜水泵用于正常生产排水的矿井,属改造工程,是在原卧泵泵房内开凿的潜水泵井,其安装布置情况如图1-11-74所示。采用潜水泵作为正常生产排水的矿井还有峰峰通二矿、九龙口矿、孙庄矿、焦作的演马矿、官庄小井等,但目前均处于井巷工程施工阶段,尚未安装使用。图1-11-75是峰峰通二矿-170m潜水泵泵井布置图。峰峰通二矿两种排水方案比较的结果是:潜水泵方案的井巷工

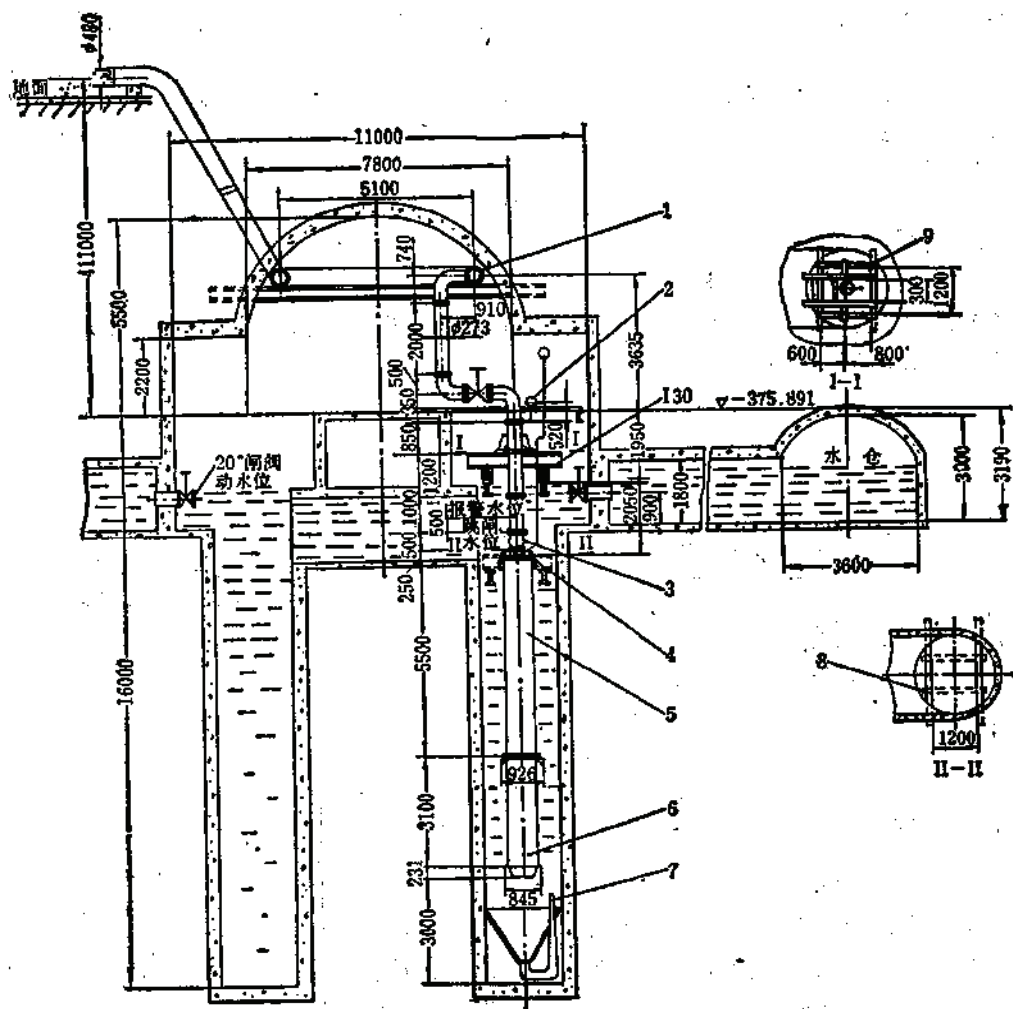


图 1-11-74 开滦荆各庄矿潜水电泵安装图

1—泵房环形输水管；2—压力表；3—止回阀；4—联接法兰；5—吸水罩；6—QKSG800-1200-550/460潜

水电泵；7—清扫器；8—安装井架；9—支承井架

说明：1.水泵上吸入口离动水位液面2600mm；
2.弯管压力表中心离动水位液面2000mm；
3.水位跳闸触点离水泵上吸水口1000mm。

程较普通卧泵方案略省，但设备安装工程费较贵，总投资相差不多（约5%）。

鉴于潜水泵在结构上适合于钻孔疏干排水的特点，在一定条件下，也可不建井下泵井，把钻孔打在水仓上，直接用潜水泵把水扬至地面。这种排水方式，目前虽无先例，但演马庄矿把钻孔打在水仓上利用潜水泵抢险排水的实践，给我们提供了宝贵的经验。

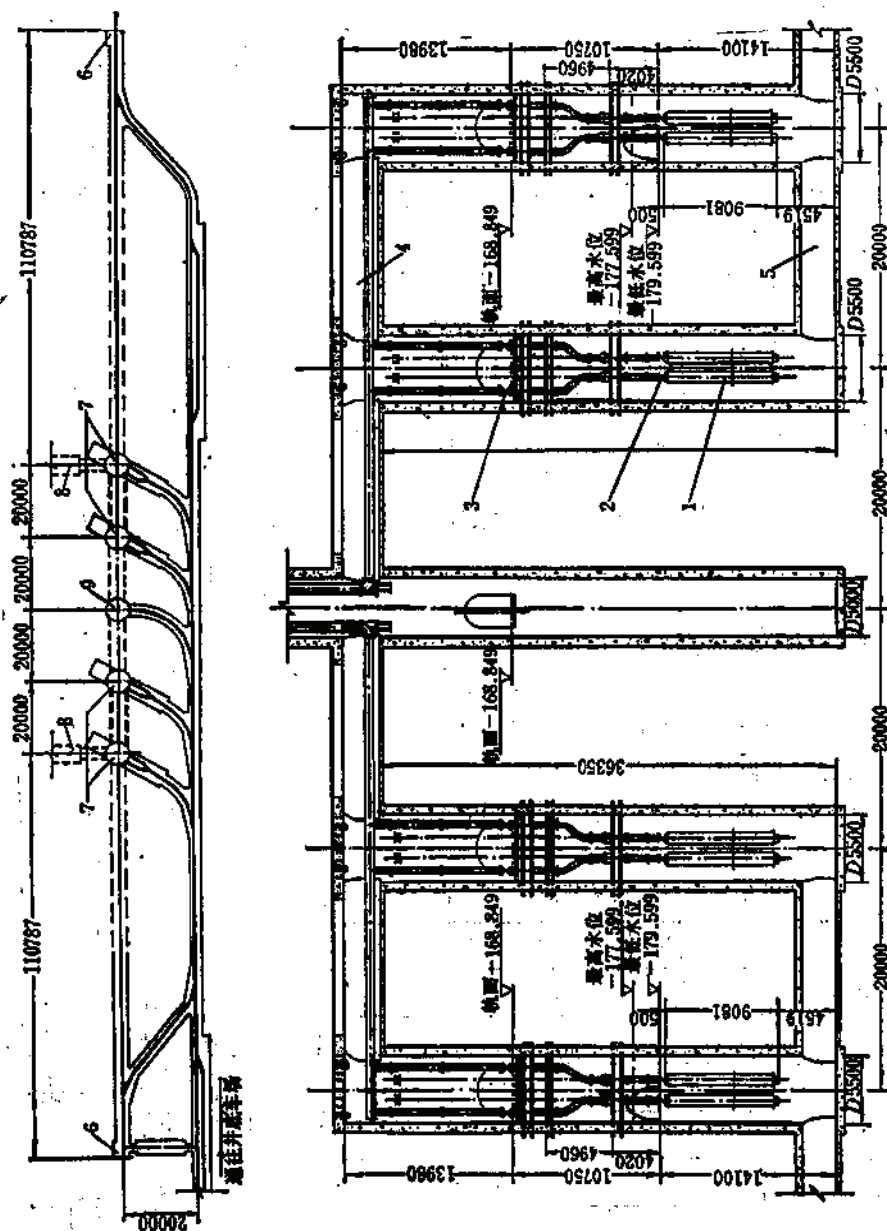


图 1-11-75 峰峰矿务局通二矿-170m潜水电泵泵井布置图

1—QKSG800-1200-550/498-13×2型潜水电泵, 2—进止阀, 3—闸阀, 4—管子平卷, 5—清理平卷, 6—清理斜卷平卷, 7—潜水泵井, 8—水仓, 9—管子井

11.2.4.5 泵房辅助设施

1. 泵房防水门

吸入式或压入式泵房在与井底车场相通的出入口处,应设置密闭的防水门。防水门所承受的压力应大于或等于泵房斜通道与井筒连接处至井底车场轨面的水柱压力。泵房防水门规格见表1-11-24。

泵房防水门

表 1-11-24

规格	尺寸 (mm)			压力 (MPa)	质量 (kg)	图 号	设计日期 (年·月)	资料来源
	高	宽	有效宽					
1650×2610	2610	1650	1650	0.6	3511	OE-011746	1956.7	北京有色冶金设计 研究总院
1600×1800	1800	1600	1600	0.1	365	OE-011750	1956.7	
1540×1960	1960	1540	1540	0.15	627	OE-011757	1956.7	
2000×2400	2400	2000	2000	0.5	2970	131074	1967.7	
2000×2400	2100	2400	2400	0.5	3730	131080	1968.8	

泵房防水门应能在发生突然涌水时迅速关闭。防水门应向泵房外面开。

2. 栅栏门

栅栏门应设置在不妨碍防水门开关的地方,处于常闭状态,以限制非工作人员随便进出泵房并保证泵房风流畅通。

3. 配水闸阀

配水闸阀直径按下式计算:

$$d_p = 26.8 \sqrt{Q_p} \quad (1-11-51)$$

式中 d_p ——配水闸阀直径, mm;

Q_p ——通过配水闸阀的流量, m^3/h 。

现将使用效果较好的山东博山阀门厂根据煤炭部通用设计制造的 PZ 型配水闸阀的主要参数列表 1-11-25。

PZ 型配水闸阀主要技术参数

表 1-11-25

型 号		PZ400	PZ500	PZ600	PZ800	PZ1000
公称直径 (mm)		400	500	600	800	1000
介 质		水				
介质温度		常 温				
压 力 (MPa)	工作压力	0.1				
	试验压力	0.25				
操作行程 (mm)		168	193	218	250	268
操作方式		手 动				
质 量 (kg)	带法兰短管	332	404	592	828	1301
	不带法兰短管	272	327	481	674	1071.7

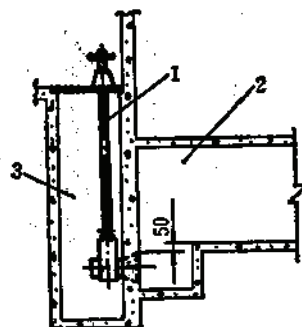


图 1-11-76 配水闸阀布置图

1—配水闸阀; 2—水仓; 3—
配水井(巷)

为提高水仓利用率,配水闸阀进水口上缘标高应低于水仓底板标高50mm,如图1-11-76所示(图1-11-66、67、70、71、74均为老式布置,水仓利用率低,新建泵房应按图1-11-76加以改进)。

11.2.4.6 水泵检测仪表

1. 流量计量装置

水泵流量计量装置是判断水泵工作状况、监视矿井涌水量变化以进行科学管理的必不可少的计量装置,一般可参照表1-11-26~表1-11-28进行选择。

适合矿山排水用流量计量装置

表 1-11-26

名 称	适用管道公称通径(mm)	安装要求	使用范围	基 本 特 点	配套仪表	备 注
电磁流量变送器	8~1200	上流应有一定长度的直管段,如表1-11-27所列;下流一般不需要	混浊度很高的水,泥浆,矿浆等均可	1. 不受被测液体温度、压力、密度、粘度和电导率的限制; 2. 无压力损失,反应迅速; 3. 直管段要求短; 4. 可用来测量各种液体; 5. 价格较贵	与电磁流量转换器及积算仪配用,可测量流量的瞬时值和累积值	产品规格详见产品样本
插入式涡轮流量变送器(LWCB型)	100~1200	上流直管长应大于15D,下流直管长应大于4D,详见文献[99]	混浊度不高的水	1. 变送器可露天安装,冬天不用保温,并可长期泡在水中; 2. 水平、倾斜、垂直管道均可使用; 3. 拆装维修简便,涡轮头可在脏污时随时拿出来清洗; 4. 阻力损失可忽略不计	与涡轮流量指示输出仪配用,可显示管道内流量的瞬时值和累积值	天津自动化仪表三厂产品,详见产品样本及有关参考资料
插入式切向涡轮流量变送器			混浊度较高的水			天津自动化仪表三厂试制,首钢已用,效果尚好
孔板	50~1000	节流件的上流和下流都需要有一定长度的直管段,如表1-11-28所示	混浊度不高的水	1. 构造简单,安装方便; 2. 价格低廉; 3. 水头损失较大,见表1-11-14	1. 与双管差压计配合,可测量瞬时流量; 2. 与膜盒式差压变送器及累积运算器配合,可测量流量的瞬时值和累积值	详见文献[99]、[99]、[95]、[98]及其他参考资料
文丘利喷嘴	100~1000		混浊度较高的水	1. 操作简单,工作可靠; 2. 准确度较高; 3. 长度比孔板长,较笨重; 4. 水头损失比孔板小,见表1-11-14		
量水薄壁堰(三角形、矩形、梯形)	—	只能安装于管道的排出口,具体要求详见文献[98]	混浊度较高的水	1. 构造简单,价格低廉; 2. 水头损失较小; 3. 只能观察瞬时流量,不能记录和得出累积流量	应与钩针水位计或浮筒水位计配用,以保证水位测量的方便性和准确性	

节流件上流和下流各种阻流件与节流件之间的必要的最短直线段长度 L (用管道直径 D 的倍数表示)

表 1-11-27

节流直径比 β $\beta = \frac{d}{D}$	上 流						下 流
	 90°弯头和三通	 在同一平面内二个以上90°弯头	 不在同一平面内的二个以上90°弯头	 渐缩管 渐扩管	 球阀全开	 闸阀全开	同左边的全部阻流件
≤0.20	10(6)	14(7)	34(17)	16(8)	18(9)	12(6)	4(2)
0.25	10(6)	14(7)	34(17)	16(8)	18(9)	12(6)	4(2)
0.30	10(6)	16(8)	34(17)	16(8)	18(9)	12(6)	5(2.5)
0.35	12(6)	16(8)	36(18)	16(8)	18(9)	12(6)	5(2.5)
0.40	14(7)	18(9)	36(18)	16(8)	20(10)	12(6)	6(3)
0.45	14(7)	18(9)	38(19)	18(9)	20(10)	12(6)	6(3)
0.50	14(7)	20(10)	40(20)	20(10)	22(11)	12(6)	6(3)
0.55	16(8)	22(11)	44(22)	20(10)	24(12)	14(7)	6(3)
0.60	18(9)	26(13)	48(24)	22(11)	26(13)	14(7)	7(3.5)
0.65	22(11)	32(16)	54(27)	24(12)	28(14)	16(8)	7(3.5)
0.70	28(14)	38(18)	62(31)	26(13)	32(16)	20(10)	7(3.5)
0.75	36(18)	42(21)	70(35)	28(14)	36(18)	24(12)	8(4)
0.80	46(23)	50(25)	80(40)	30(15)	44(22)	30(15)	8(4)
其他阻流件				上流必要的最短直管段长度			
节流直径比大于0.5的急剧收缩管				30(15)			
直径0.08D以下的温度计保护套				5(3)			
直径0.09D~0.13D的温度计保护套				20(10)			

注: 1.表中 d 为节流孔直径, D 为管道内径;

2.表中节流件上、下流直管段均从节流件上端算起,以孔板为例,示于图1-11-77。

2. 其他检测仪表

为检查水泵的工作状况和控制水泵的运转,除需安装流量测量装置外,尚需安装压力表、真空表、温度计、水位计等各种仪表。这些仪表的作用、选择和安装比较简单,不再赘述。

11.2.4.7 水泵的自动控制

矿山排水是保证矿山安全生产的重要措施之一,其自动控制系统应考虑如下最低限度的要求:

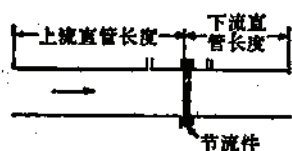


图 1-11-77 节流件上、下流直管段长度计算图

电磁流量计上流侧各种联结器和
电磁流量计之间所需的最小
直线段长度 L 表 1-11-28
(用管道直径 D 的倍数表示)

90°弯头、三通扩大管或截止阀全开	圆锥角为15°以内的扩大管	各种阀
$L=5D$	$L=5D$	$L=10D$

(1) 水泵的起动和停车由水仓中的水位自动控制，水位要分最低水位、正常水位和最高水位。在水仓最高水位应设报警装置。报警装置应既能就地控制，又能遥控。水仓水位控制系统必须安全可靠。

(2) 在正常工作中，各台水泵应进行程序控制，能自动地依次轮换工作，使水泵的磨损程度均等，以保证可靠的备用量。当水仓水位超过正常水位时，能渐次起动备用水泵。当水仓水位达到最高水位时，能自动接入全部备用水泵并报警。

(3) 应设监视水泵机组工作状态(流量、压力、轴承温度、机组振动等)的仪器和指示装置，当其中任一项指标显示工作不正常时，应能发出信号并自动停车。

(4) 应设检查泵中是否有水的装置，以防止无水起动。

(5) 应安装延时电路，保证充分引水。

(6) 控制系统应允许至少有三次试起动(发生过载例外)。

(7) 若是负压引水系统，应限制引水时间。在起动时如果引水暂时失败，则控制系统应能再起动。

(8) 应安装远距离指示装置(最好在矿山调度室)，这种装置至少应指示出运转

情况，发出水泵发生故障或水仓达到最高水位的信号。

(9) 距离很远时，应考虑采用载流指示电路和多路信号系统。

(10) 应规定出测试控制系统和报警系统的方法。

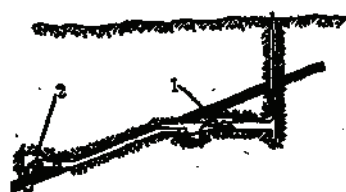
11.2.5 辅助排水泵站及井底水窝

11.2.5.1 辅助排水泵站

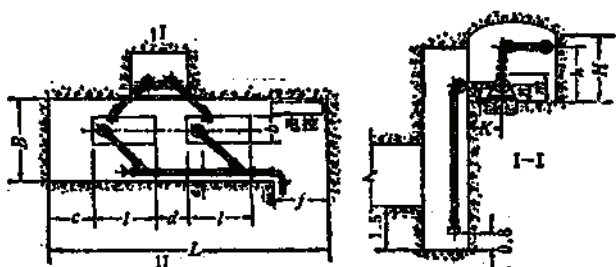
辅助排水泵站是相对于主排水泵站而言的。主排水泵站用作排除矿井的总涌水量，而辅助排水泵站则是从矿井的个别区域向主排水泵站的水仓排水(图1-11-78)。在生产实际中，辅助排水泵站常用于掘进巷道、副中段或接力排水中。辅助排水泵站的泵房布置可因地制宜，随具体情况而定，一般比较简单，不设防水门，没有斜通道和配水井等设施，如图1-11-79所示。泵房长、宽、高尺寸的计算与一般吸入式泵房相同，可参见表1-11-29。

11.2.5.2 井底水窝排水

井底水窝通常设置两台流量为10~30m³/h的小型离心泵进行排水(一台工作，一台备用)；也有采用风动潜水泵的。近年来，国内外已开始利用风动喷射泵来取代小型离心

图 1-11-78 主要的及辅助的排水设备
工作情况

1—主排水设备；2—辅助排水设备

图 1-11-79 辅助排水泵房
布置图

水泵房轮廓尺寸表 (m)

表 1-11-29

水泵型号	B	b	c	d	e	f	g	h	H	l	m	n	K	L	备注
80D-12-3	3.5	0.73	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	1.3	0.61	0.40	1.165	8.5	
80D-12-5	3.5	0.73	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	1.5	0.61	0.40	1.165	9.0	
80D-12-7	3.5	0.75	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	1.7	0.61	0.40	1.175	9.5	
80D-12-9	3.5	0.77	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	1.9	0.61	0.40	1.185	10.0	
80D-30-3	3.5	0.81	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	1.5	0.655	0.445	1.205	8.8	
80D-30-5	3.5	0.81	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	1.7	0.655	0.445	1.205	9.2	
80D-30-7	3.5	0.93	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	1.9	0.71	0.50	1.25	9.0	
80D-30-9	3.5	0.93	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	2.1	0.71	0.50	1.265	10.0	
100D-16-3	3.5	0.77	2.0	1.6	0.3	2.0	0.15	2.0	2.4	1.5	0.685	0.455	1.185	9.6	
100D-16-5	3.6	0.85	2.0	1.6	0.3	2.0	0.15	2.0	2.4	1.8	0.725	0.495	1.225	10.2	
100D-16-7	3.6	0.85	2.0	1.6	0.3	2.0	0.15	2.0	2.4	2.0	0.725	0.495	1.225	10.8	
100D-16-9	3.6	0.94	2.0	1.6	0.3	2.0	0.15	2.0	2.4	2.35	0.75	0.52	1.27	11.7	
100D-45-3	3.6	0.97	2.0	1.6	0.3	2.0	0.15	2.0	2.4	1.8	0.7	0.55	1.285	10.1	
100D-45-5	3.6	0.97	2.0	1.6	0.3	2.0	0.15	2.0	2.4	2.05	0.7	0.55	1.285	10.6	
100D-45-7	3.6	1.18	2.0	1.6	0.3	2.0	0.15	2.0	2.4	2.50	0.875	0.725	1.38	11.6	
100D-45-9	3.8	1.30	2.0	1.6	0.3	2.0	0.15	2.0	2.4	2.65	1.05	0.80	1.45	12.10	
125D-25×3	3.8	0.74	2.4	1.8	0.35	2.0	0.2	2.0	2.4	1.8	0.875	0.575	1.17	11.10	
125D-25×5	3.8	0.98	2.4	1.8	0.35	2.0	0.2	2.0	2.5	2.15	0.92	0.62	1.29	11.80	
125D-25×7	3.8	0.98	2.4	1.8	0.35	2.0	0.2	2.0	2.5	2.35	0.92	0.62	1.29	12.20	
125D-25×9	3.8	0.98	2.4	1.8	0.35	2.0	0.2	2.0	2.5	2.55	0.92	0.62	1.29	12.60	
150D-30×3	4.0	1.05	2.6	1.8	0.50	2.0	0.2	2.2	2.6	2.15	0.97	0.62	1.325	12.20	
150D-30×5	4.2	1.25	2.6	1.8	0.50	2.0	0.2	2.2	2.6	2.65	1.085	0.735	1.425	13.20	
150D-30×7	4.2	1.25	2.6	2.0	0.50	2.0	0.2	2.2	2.6	2.95	1.085	0.735	1.425	13.70	
150D-30×9	4.2	1.25	2.6	2.0	0.50	2.0	0.2	2.2	2.6	3.25	1.085	0.735	1.425	14.2	

续表

水泵型号	B	b	c	d	e	f	g	h	H	i	m	n	K	L
SH型双吸单级离心清水泵														
6SH-6×1	4.5	0.96	2.5	2.0	0.5	2.0	0.2	2.2	2.6	1.75		0.6	1.48	11.0
6SH-6A×1	4.5	0.90	2.5	2.0	0.5	2.0	0.2	2.2	2.6	1.70		0.6	1.45	11.0
6SH-9×1	4.5	0.90	2.5	2.0	0.5	2.0	0.2	2.2	2.6	1.70		0.6	1.45	11.0
6SH-9A×1	4.5	0.83	2.5	2.0	0.5	2.0	0.2	2.2	2.6	1.60		0.6	1.45	10.7
DF型多级分段式耐腐蚀离心泵														
DF46-30×3	3.6	0.9	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	1.65	0.685	0.475	1.30	9.50
DF46-30×5	3.6	0.9	1.8	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	1.90	0.71	0.50	1.30	10.0
DF46-30×7	3.6	0.95	2.0	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	2.10	0.74	0.53	1.30	10.50
DF46-30×9	3.6	1.0	2.0	1.5	0.25	2.0	0.10	2.0	2.3	2.30	0.87	0.65	1.30	11.0
DF85-45×3	3.8	1.0	2.0	1.6	0.30	2.0	0.15	2.0	2.4	1.90	0.83	0.58	1.40	10.60
DF85-45×5	3.8	1.0	2.0	1.6	0.30	2.0	0.15	2.0	2.4	2.10	0.83	0.58	1.40	11.0
DF85-45×7	3.8	1.2	2.4	1.6	0.30	2.0	0.15	2.0	2.4	2.50	0.925	0.675	1.40	12.0
DF85-45×9	4.0	1.3	2.4	1.6	0.30	2.0	0.15	2.0	2.4	2.60	1.0	0.75	1.45	12.40
DF155-30×3	4.2	1.3	2.4	2.0	0.50	2.0	0.20	2.2	2.6	2.10	0.93	0.58	1.45	11.80
DF155-30×5	4.2	1.3	2.4	2.0	0.50	2.0	0.20	2.2	2.6	2.55	0.93	0.58	1.50	12.80
DF155-30×7	4.2	1.5	2.6	2.0	0.50	2.0	0.20	2.2	2.6	2.90	0.93	0.58	1.55	13.60
DF155-30×9	4.2	1.4	2.6	2.0	0.50	2.0	0.20	2.2	2.6	3.20	0.93	0.58	1.60	14.20

注：1. 此表所给泵房轮廓尺寸，是按水泵级数3、5、7、9给定的。如工作水泵级数不同时，按相邻级数选取；

2. 此表按两台水泵给的尺寸。如大于两台时，其泵房长度应为 $L + (n_T - 2)(l + d)$ ，泵房宽度不变。式中 n_T ——水泵安装台数， l 、 d 按同型号水泵从表中查找。

系，效果颇佳，如图1-11-80所示。

最近，石家庄水泵厂生产的WQ型潜污泵，用之于井底水窝排水，很受欢迎。其特点是结构简单，安装方便，在喇叭形吸水口处有一搅拌轮，可以将作业面下部的污垢、泥沙搅起排送出去。其主要技术规格列于表1-11-30。

井底水窝一般应进行自动控制。

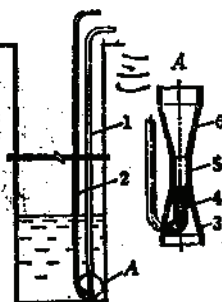


图 1-11-80 井底水窝用喷射泵排水示意图

1—排水管；2—压风管；3—吸水口；4—压风喷嘴；5—扩散孔；6—扩散器

WQ型潜水泵工作性能表

表 1-11-30

型 号	流量 Q (m^3/h)	扬程 H (m)	转 数 n (r/min)	功率 N (kW)		效 率 (%)	叶轮直径 (mm)	泵质量 (kg)
				轴 功 率	配带功率			
80WQ	21.6	12.7	1450	3.07	5.5	24.3	260	200
	30	12		3.25		30.1		
	39	10.7		3.34		34		
80WQ20	21.6	20.1	1450	5.65	7.5	21	265	210
	30	20		6.16		26.5		
	39	19.5		6.47		32		
50WQ	15	14	1450		2.2			

1. 立井井底水窝排水

当立井井底水窝较深, 利用普通离心泵排水时, 水泵一般设置在专用的井筒壁龛中, 如图1-11-81所示, 两水泵间的净距一般应不小于0.8m, 泵与硐室壁的间距应不小于0.5m。

当井底水窝较浅, 水泵吸程能够满足吸水要求时, 可将水泵放在马头门的巷道内。如水窝很浅(2m左右), 可采用自溢排水。如井底水窝设有专门的清理斜巷时, 可将水泵设在斜巷或附近硐室中。

为保证提升设施的正常使用和维修, 井底水窝最高水面距井底托罐梁、楔形罐道或井底清理平台最低点的距离不应小于1.5m, 距钢丝绳罐道拉紧重锤最低点的距离一般为2~3m, 距尾绳环形最低点的距离一般不小于5m。

从井底水窝最高水面至水窝底部的深度一般为5m左右。如井筒需要延深, 则水窝深度还应进一步加深, 以满足施工的要求。

2. 斜井井底水窝排水

斜井井底水窝排水随提升方式(箕斗、胶带等)和撒矿清理设施的不同而不同。图1-11-82是斜井井底水窝泵房布置实例之一。

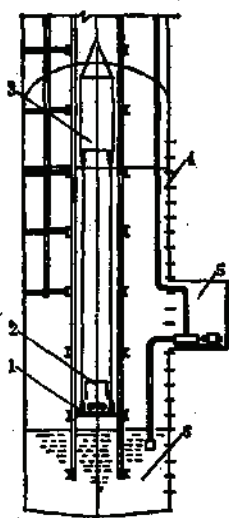


图 1-11-81 立井井底水窝排水系统图

1—简易罐笼; 2—矿车; 3—永久提升罐笼;
4—爬梯; 5—井底水窝水泵硐室; 6—井底水窝



平面图

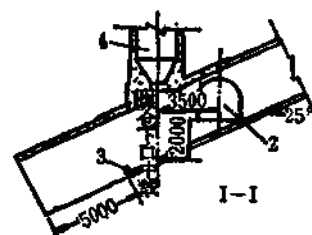


图 1-11-82 斜井井底水窝泵房布置图

1—斜井井筒; 2—信号及水泵房; 3—阻车器; 4—井底矿(煤)仓

11.2.6 水泵及管道的防腐蚀措施

11.2.6.1 离心泵的防腐蚀措施

矿用离心泵的腐蚀,主要来自三个方面:一是酸性水的化学腐蚀,二是水中固体颗粒的腐蚀,三是汽蚀。而这三种腐蚀又往往同时存在,互相影响,使腐蚀加剧。针对这三种腐蚀,可采取如下防护措施:

(1) 对于pH值小于5的酸性水,应选择性能良好的耐酸泵。目前适合矿山使用的耐酸泵有DF、D₁、YSB型,其主要技术规格见表1-11-13。也有将普通清水泵改为耐酸泵的,例如将主轴换成不锈钢的,叶轮改用青铜或不锈钢的,平衡盘和密封环采用塑料或不锈钢的,泵壳内腔和导叶涂以环氧树脂保护层等,亦能在一定范围内解决问题。

(2) 应重视井下混浊水的沉淀和水仓的清理工作

据调查,有些矿山,由于矿井水沉淀效果不好,水仓清理不及时,水泵磨损严重,一台新泵,运转不到半年,水泵效率即下降10%以上。同时,还导致水管淤积,内径变细,大大增加了排水费用。还有的矿山,利用主排水泵清理水仓,即用人工把水仓的沉淀物翻起,搅混,然后用主排水泵排至地表。这样,每清理一次水仓,就要损坏两台水泵。

混浊的矿水还有碍于水泵各种监测仪表(流量计、水位计等)的正常工作,不利于实现水泵的自动控制。

因此,高度重视和不断完善混浊矿水的沉淀和清理工作(详细内容见本篇第十二章),是防止水泵严重磨损的重要措施之一。

(3) 应正确选择水型类型●

如有多种类型的泵能同时满足同一排水条件,应优先选择水平中开式水泵,因为这种泵没有平衡盘,因而也就不会发生水中的泥沙对平衡盘的磨损,比较耐用。除此之外,这种泵还具有检修方便、效率高、体积小等优点,如我国生产的SH型、SA型、10DK型等水泵。基于同一理由,能选用双吸泵,就不选用单吸泵,能选用单级泵,就不选用多级泵。在可能条件下,应尽量避免选用多级泵。

(4) 应尽可能减小水泵的吸上高度

据国外资料介绍^[100],离心泵的故障大约有90%出现在吸水系统,可见汽蚀问题对水泵的影响之大。这个问题之所以重要,是因为当汽蚀现象发生时,任何保护方法都不够理想,因为目前还没有那样的水泵材料或保护涂层在发生汽蚀现象时不被破坏。因此,水泵的吸上高度必须严格控制在水泵所能允许的范围之内。

不言而喻,水泵的吸上高度愈高,发生汽蚀现象的可能性愈大,反之,愈小。因此,在布置水仓和泵房时,应尽可能减小水泵的吸上高度,最好为负值,即利用水仓水的自然压头往水泵中送水。

11.2.6.2 管道的防腐蚀措施

酸性水是造成排水管道严重腐蚀的主要因素。目前行之有效的防酸措施如下,

1. 采用硬聚氯乙烯管和玻璃钢管

● [美]I. J. 卡拉西克等编著,《泵手册》第三分册《泵的应用》,机械工业出版社,1984年9月;
[苏]尔·德·舍维亚科夫等著,《矿井排水》,煤炭工业出版社,1956年9月。

苏州潭山硫铁矿1964年起使用至今,效果良好。现新建矿井,排水高度约100m,井下水pH值4左右,使用Dg150mm塑料管,工作压力1.2MPa。

制造厂家明确表示,目前Dg200mm以下硬聚氯乙烯管和高压聚乙烯管,抗压强度可制成2MPa以上的(红工矿务局Dg200mm高压聚乙烯管,压力最高曾用到1.7MPa)。

据调查了解,塑料管除具有耐腐蚀的特性外,还具有重量轻,价格低,安装方便,内壁光滑,阻力损失小(约比同规格钢管小一半左右),不易结垢等优点^[64]。其缺点是:性脆,承压时不耐冲击。

塑料管的连接,潭山硫铁矿采用扩口压制活套法兰连接,其装配形式见图1-11-83,其加工过程可参阅有关文献^[64]。

东乡铜矿曾使用过玻璃钢管防腐,效果尚好。

2. 无缝钢管内衬塑料管

这种排水管道在广东红工矿务局三矿已成功地使用多年。该矿排水高度约400m,采用D219×8无缝钢管,内衬高压聚乙烯管。这种管道综合了无缝钢管和塑料管的长处,既能耐高压,又能耐腐蚀,而且阻力小。其管道的组装形式如图1-11-84所示。其组装顺序如下:

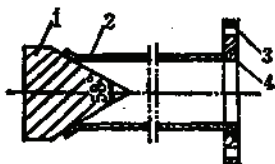


图 1-11-83 聚乙烯管配法兰图

1—扩孔模具; 2—聚乙烯管; 3—铸铁法兰;
4—聚乙烯衬环

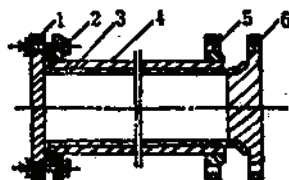


图 1-11-84 无缝钢管内衬塑料管组装图

1—法兰盖; 2—螺栓; 3—高压聚乙烯管; 4—钢管;
5—法兰; 6—扩孔模具

- (1) 将塑料管套进钢管内;
- (2) 将比钢管略长的塑料管端加热后,用扩孔模具翻边;
- (3) 塑料管翻边后,用法兰盖压紧并冷却,使变形固定。

塑料管翻边冷却后,法兰盖不拆除,待安装时再拆,以防翻口发生弹性变形。

3. 钢管内衬水泥砂浆

这种防腐措施,在国内外自来水公司及其他行业中早有应用。我国山东新博煤矿曾经采用过,涂层厚5mm。不同的水质可用不同的水泥砂浆配方。砂浆的衬涂方法很多,有离心法、拖筒法(青岛自来水公司,适于Dg100mm管道使用)、风送挤压法(大庆油田,适用于Dg>500mm)和喷浆机喷涂(上海自来水公司,适于Dg>900mm)。

4. 其他管道防腐措施

铜官山矿曾在管道内外涂生漆,效果较好,但对部分操作工人有过敏反应。黑山煤矿和凹山选厂在管外壁涂沥青,内壁利用水垢防腐,管子用了十多年。广东红工矿务局各矿在管外壁及罐道梁上使用WR-112型防腐涂料,可在潮湿表面涂刷,效果良好。

近年来,随着化学工业的迅速发展,欧美、日本各国在管道内涂环氧树脂和衬聚乙烯塑料获得成功,可供参考;另外,海洋轮船的耐腐蚀措施,将对处理近海矿山的金属腐蚀问题有所帮助。

11.2.7 电耗计算、基建投资和排水费用

11.2.7.1 电耗计算

1. 排水电耗量

$$W_s = \frac{365 Q_{ss} H_g \rho_s g}{3.6 \times 10^6 \eta_s \eta_{sj} \eta_{sw}} \quad (1-11-52)$$

式中 W_s ——排水年电耗, kW·h;

H_g ——水泵工况点扬程, m;

其余符号同前。

2. 排水吨矿电耗

$$W_r = \frac{W_s}{A_s} \quad (1-11-53)$$

式中 W_r ——排水吨矿电耗, kW·h;

A_s ——矿山年产量, t。

据统计, 我国地下矿每100m扬程电耗指标大致为0.5~0.6kW·h/m³。

11.2.7.2 基建投资

部分金属矿山排水设计基建投资列于表1-11-31。

部分矿山排水设计基建投资参考表

表 1-11-31

矿山名称	主要设备	设备安装费		设备运杂费		金属结构件费		总投资 (元)	设计单位
		占设备 原价值 百分比 (%)	每吨 设备 指标 (元)	占设备 原价值 百分比 (%)	每吨 设备 指标 (元)	占设备 原价值 百分比 (%)	每吨 设备 指标 (元)		
潭山硫铁矿	水泵150D30×4型, 3台	4.6	113	5	123			18410	南昌有色冶金设计研究院
伏牛山矿	水泵3DA-8×8型, 4台; 8D12-8型, 2台	12.8	340	5	136			22550	
焦家金矿	水泵DS200-5型, 3台 闸阀Z41H-16型, D300mm, 4个; 分水闸阀D _s =500mm, P _s =2.5MPa, 2个; 喷水泵 DA50×3型, 4台	6.2	249	5	201	1.9	76	73120	北京有色冶金设计研究总院
金川镍矿	水泵200D65×10型2台, 8GD90×10型2台, 电动闸阀Z941H-100型, D _s 200mm, 电动闸阀Z941H-100型, D _s 150mm	1.1	65	5	304	0.6	33	189480	
大姚铜矿	水泵150D-30×10型, 7台 6DA-8×7型, 4台 4DA-8×6型, 2台	5.8	198	5	172	0.3	10	204620	昆明有色冶金设计研究院

续表

矿山名称	主要设备	设备安装费		设备运杂费		金属结构件费		总投资 (元)	设计单位
		占设备 原价值 百分比 (%)	每吨 设备 指标 (元)	占设备 原价值 百分比 (%)	每吨 设备 指标 (元)	占设备 原价值 百分比 (%)	每吨 设备 指标 (元)		
大厂锡矿	水泵200D-43×9型, 4台, 4DA-8×9型, 2台, 1½B17型, 5台, 3D-9×5型, 2台, 耐酸泵200D-43×9型, 2台, 200D-43×6型, 3台	2.1	165	5	411	0.5	41	496220	长沙有色冶 金设计研究院
铜录山矿	水泵3B-200×4型, 5台, 2BA-6A型, 2台	5.8	181	5	140			191280	
凡口铅锌矿	水泵DK400-22A型, 3台, 3B-200×2型, 3台, 200D-43×9型, 3台, 8DA-8×8型 共10台, 8DA-8×9型 8SH-9型, 10SA-6型共7台 8D9×5型, 2BA-6A型共8台	6.3	207	5	188	0.4	14	650450	

11.2.7.3 排水费用

据统计, 电费是地下矿排水费用的主要部分, 其所占比例随排水量和排水高度的不同而不同, 大体上如图1-11-85所示。

根据年排水量 Q_n 、排水高度 H_p 、每100m扬程电耗指标($\text{kW}\cdot\text{h}/\text{m}^3$)和电价 a_e , 借助于图1-11-85即可概略估算出年排水费用, 供方案比较时使用。

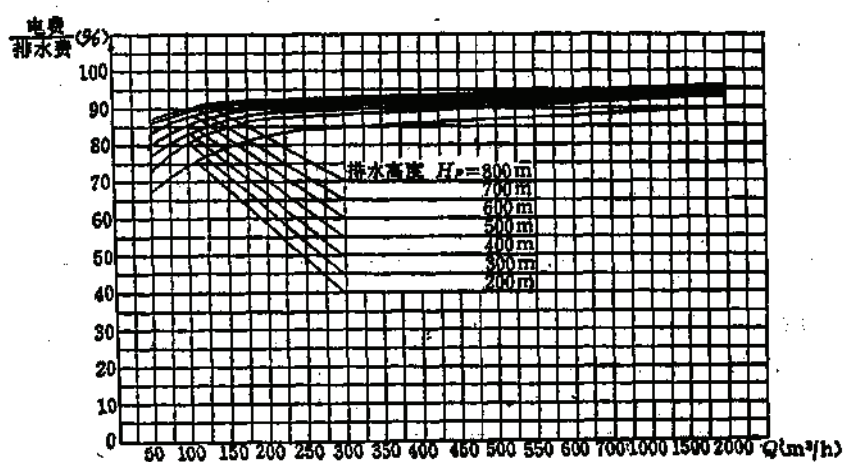


图 1-11-85 排水电费随排水量、排水高度在全部排水费用中所占比例图

11.3 地下供水设施

11.3.1 概 述

井下供水的目的：(1)防尘；(2)灭火；(3)坑内其他需要较清洁水的用水处，如井下设有砂泵时的轴封用水，设有井下空压机时的冷却用水等等。

防尘用水点：(1)湿式凿岩；(2)爆破后待装运矿岩的洒水润湿；(3)爆破后工作面及邻近巷道壁的冲洗；(4)进风巷道及运输巷道的定期清洗；(5)各种矿岩装卸倒运点的喷雾；(6)其他防尘用水，如净化进风的水幕，硐室冲洗及可能的矿车冲洗，刻槽、支柱等作业前的工作面冲洗等。

灭火用水点：按《冶金矿山安全规程》的规定，井下应有消防水管（可与防尘水管共用），并在主运输巷道、井底车场和硐室敷设，且每隔50~100m应安装支管和供水接头。

对供水的质量要求：在井下，不论是湿式凿岩，还是喷雾洒水，操作工人均在充满该水雾的环境中活动，且湿式凿岩与喷雾器等也对用水有一定的要求，故所供的水质应符合一定的卫生与清洁的标准，水中的固体悬浮物应不大于150mg/L，pH值应为8.5~8.5之间，水中大肠杆菌不应大于500个/L^[118]。

供水压力：湿式凿岩用水压，一般浅孔凿岩机应小于风压0.05~0.1MPa，潜孔凿岩机可达0.6~1.0MPa，但为保证有足够的供水能力，防尘用水点的最低压力应不小于0.25MPa，防火用水点应不小于0.4MPa，喷雾器用水压应不低于0.4~0.5MPa。

供水量：采矿及掘进工作面的防尘用水量及用水点的移动规律由采矿设计决定。固定点的喷雾由耗水设备性能确定。概略估算时可按井下每产一吨矿石耗水为0.25~0.35m³计。

防火用水按井下同时只有一处用水考虑，并不与防尘用水叠加计算。耗水量按2×10 L/s计，用水持续时间为3h。

地面供水池容量：井下供水一般都应采用集中供水方式，故地面供水池为井下供水的唯一直接水源。水池容量应不小于井下一个生产班的防尘用水；此外，作为消防灭火用的水池容量应不小于200m³的储水量，如防尘与灭火用水同用一个水池时，应能保证任何时候水池中储有不小于200m³水的措施。

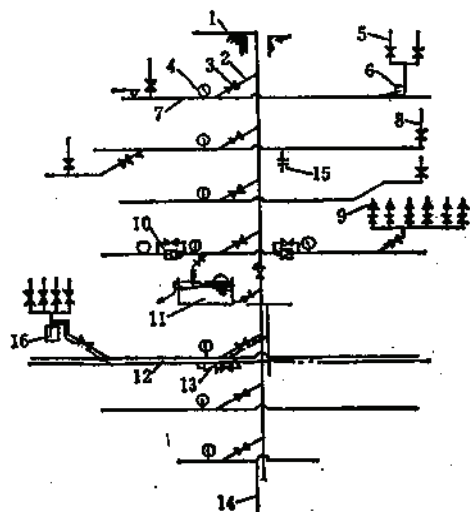
11.3.2 管 网

11.3.2.1 管网图的确定

地下供水管网系统图应根据矿山开拓、采掘进度计划等有关资料绘制，如图1-11-86所示。地下供水管网一般为枝状管网。系统图上对基建范围内的管道和整个设计范围内的管道应加以区别，对不属于本次基建范围内的设计管道一般用虚线表示。

地下供水管网通常与压气管网绘制在同一张图上。为简化起见，图1-11-86中仅绘制了一个中段的压气管道。

供水管网图上首先应根据各用水设备的用水量标明各管段所需通过的流量Q及相应的



1—从地面来的供水主管；2—中段与主管的联络管；3—闸阀；4—水压表；5—采场工作面管；6—局部压力补偿水泵（此泵宜配调速电机）；7—中段干线管；8—天井工作面管；9—孔板减压器；10—减压阀（详见图 1-11-87）；11—减压水箱；12—压气管；13—供水管与压气管为灭火紧急用的联络管上的逆止阀；14—下部装设调室等用水的管道；15—消防栓（按《冶金矿山安全规程》装设，图中只示意了一处）；16—气压水箱

注：减压水箱通常放在中段马头门；气压水箱则放在中段、天井或采场内。

图 1-11-86 地下供水系统示例图

长度 L ；然后，再根据下面“11.3.2.2”节计算的最终结果标上各管段的管径 d 及其他辅助设施（减压水箱、减压阀、气压水箱、加压水泵等）。

11.3.2.2 管径及压力损失的计算

井下一般系采用地表水池的自然压头的自流供水，因而流速并不按经济流速计算，但最大不宜超过 3 m/s 。一般对于井筒中的主管取 $1.0 \sim 2.0 \text{ m/s}$ ；对于中段干管及支管取 $0.5 \sim 1.2 \text{ m/s}$ 。据此，可按照各管段所需通过的流量 Q ，预选某一流速 v ，即可初步定出各管段的管径 d 。然后，根据各管段的流速、管径、管长及所选用的水管品种，进行各管段的水压损失计算。

对于常用的枝状管网，应从离主管最远用水点的管段（包括软管在内）算起。

$$H_1 = h + Z + h_{f1} \quad (1-11-54)$$

式中 H_1 ——编号为 1 的管段上游端起点所需要的压头， m ；

h ——用水设备要求的用水压头， m ；

Z ——用水点距离供水中段的高差（ m ），当用水点标高高于供水中段标高时，取正值；反之，取负值；

h_{f1} ——编号为 1 的管段的压头损失（详细计算见本章“11.2.2.7”节）， m 。

由编号为 1 的管段（一般多为胶管）往上溯，逐一计算出各管段上游端所需要的压头，一直计算到该中段干管与井筒中主管的联接处为止。相邻两管段的水压关系是：编号大的管段的下游端的压头，等于编号小的管段的上游端的压头，即

$$H_n - h_{fn} = H_{n-1} \quad (1-11-55)$$

式中 H_n ——编号为 n 管段上游端的压头， m ；

h_{fn} ——编号为 n 管段中的压头损失， m ；

H_{n-1} ——编号为 $n-1$ 管段上游端的压头， m 。

井筒中主管与该中段干管联接处的压头为

$$H_m = Z_m - h_{fm} \quad (1-11-56)$$

式中 H_m ——由水池来的井筒中的供水主管与该中段供水干管相接处的压头, m;
 Z_m ——供水池与该中段主、干管联接处的高差, m;
 $h_{f,m}$ ——供水主管全长的总压头损失, m。

假定该联接点干管所需要的压头为 $\sum_{i=1}^n H_i$, 则与 H_m 之间的关系可能有如下三种情况,

$$(1) H_m = \sum_{i=1}^n H_i,$$

$$(2) H_m < \sum_{i=1}^n H_i,$$

$$(3) H_m > \sum_{i=1}^n H_i.$$

第一种情况, 说明计算时预选的流速、管径及水池标高等正好满足该中段供水的要求, 这种情况极少遇到; 第二种情况, 说明供水压头不足; 第三种情况, 说明供水压头过大。这两种情况是多中段生产的矿山最常遇到的, 必须采取相应的调压措施。

如果采用等水力坡度法计算, 各管段的管径可按式求得 (λ 值以 0.025 计),

$$d_i' = \sqrt[5]{\frac{0.0021 Q_i^3}{h_{f,i}}} \quad (1-11-57)$$

式中 d_i' ——计算管段的直径, m;
 Q_i ——计算管段的流量, m^3/s ;
 $h_{f,i}$ ——单位长度的压头损失 (m/m);

$$h_{f,i} = \frac{H_m - H_1}{L_a} \quad (1-11-58)$$

L_a ——包括局部阻力折算长度在内的该中段全部参与计算的管段的总长度, m。

根据 d_i' 选出标准管径 d_i 后, 再按 d_i 、 Q_i 及 L_i 逐段进行阻力核算, 加以调正。

胶管的直径一般按用水设备的进水接头直径定。

考虑到消防用水的需要, 对于中等以上矿山, 井筒中的主管直径, 一般不应小于 100 mm。

应当指出, 利用高位水池自流供水时, 所取的计算速度 v 不应大于由下式算出的可能的自流速度 v_s (m/s),

$$v_s = \sqrt{\frac{2g(H_m - H_1)}{\sum \lambda_i \frac{L_{a,i}}{d_i^5} + 1}} \quad (1-11-59)$$

式中 $L_{a,i}$ ——包括局部阻力折算长度在内的计算管段的长度, m;
 其余符号同前。

11.3.3 调压措施

调压的措施很多, 例如改变高位水池的标高, 改变供水管径, 采取相应的调压设备等。最合理的调压措施, 一般要进行综合分析, 通过技术经济比较确定。除改变高位水池标高和供水管径外, 下面介绍几种较常使用的减压和加压措施。

11.3.3.1 减压措施

1. 减压阀减压

这是当前矿山最常使用的减压措施,其优点是,减压阀规格多,减压范围宽,大口径的可以作生产中段的主减压设备,小口径的可以随采掘设备及时移动,方便灵活。

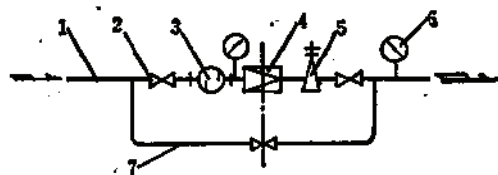


图 1-11-87 减压阀过滤器配置图

1—高压进水管; 2—闸阀; 3—过滤器; 4—减压阀;
5—安全阀; 6—压力表; 7—旁通管

其缺点是对水质要求较严,当水质混浊时,其平衡孔易堵塞,维修工作量大。因此,当水质不良时,应在减压阀前安装相应的过滤器(减压阀厂有配套产品供应),如图1-11-87所示。

图中的安全阀,只在较深中段的总减压阀的出水端安装,用以保护低压部分的管道在减压阀失灵时免遭破坏。如井筒较浅,中段总减压阀后可不装此阀。

常见减压阀规格请参见本篇附录Ⅲ。当井深超过减压阀的工作压力时,可在适当中段设置中继水池予以解决。

2. 减压水箱减压

减压水箱制造容易,维护简单,出水压力不受进水压力的影响,亦为很多矿山所采用。其缺点是,出水压力不可调,适用范围小,一般只在各中段作主减压使用。北京水暖器材厂有 $D_{50\sim 200\text{mm}}$ 的管式浮球阀产品,可作减压水箱配套用。

3. 普通闸阀减压

在各供水支管上装闸阀,控制其开启程度,可有效地降低该支管的水压。其缺点是,受上游进水压力的影响,波动范围较大,应随进水压力的升降及时调正,以满足供水压力的要求。

4. 孔板减压

孔板一经选定,即不能再作调整,但因其简单易行,用作中段平巷或其他作业标高基本固定条件下控制水压,还是可取的(锡矿山用得较成功)。孔板应安装在尽量离用水设备邻近的供水管上。

孔板的板孔有薄壁阻尼孔和阻尼长孔两种, $l/d \leq 0.5$ 者(l 为孔长或板厚, d 为孔径)称薄壁孔;反之,统称长孔。孔板前后的压差可用下式计算:

$$\Delta P = \frac{\rho_s Q^2}{1.234 C_d^2 d^4} \quad (1-11-60)$$

式中 ΔP ——孔板前后的压差, Pa,

ρ_s ——水的密度, $\rho_s = 1000 \text{ kg/m}^3$,

Q ——水的流量, m^3/s ,

d ——孔径, m,

C_d ——流量系数,

$$C_d = \frac{1}{\sqrt{1.49 + \lambda \frac{l}{d} - 2 \left(\frac{d}{D} \right)^2}} \quad (1-11-61)$$

D ——管子的内径, m。

对于薄壁孔, C_d 可取下列数值:

$(d/D)^2$	<0.1	0.25	0.5	0.75	1.0
C_d	0.6	0.62	0.67	0.73	1.00

作为阻尼作用的孔板, 薄壁孔应取锐角孔口, 长孔可取直角锐边孔口, 以增大阻力。

11.3.3.2 加压措施

1. 气压水箱加压

当某中段只有少部分用水点压力不足时常使用之。其加压后的水压只能小于或等于压气的压力。

2. 水泵加压

在下列情况下常采用水泵加压:

- (1) 井下水质较好, 不设地面高位水池, 直接利用井下水作供水水源时;
- (2) 矿体埋藏较浅, 上部中段水压不足, 且调整供水管径或提高水池标高不经济或条件不许可时;
- (3) 个别用水设备要求水压较高(例如潜孔凿岩机, 要求水压为1MPa), 用气压水箱加压不能满足要求时。

加压水泵和供水管径可根据需要参照本章“11.2.2”节有关内容选择计算。

第十二章 地下排泥设施

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 毛成虎

地下矿山涌水经过采掘工作面和巷道等,夹带大量泥砂流进水仓,特别在充填法矿山,充填物料中细颗粒物质,将从采场滤水构筑物的孔隙中随充填废水流出而沉集在水沟和沉淀池及水仓内。这部分泥砂和细颗粒物质会污染巷道,使水流与运输系统不畅通,并使排水设备的磨损加剧及效率大大降低。故除选择合理级配的充填料、适当的输送浓度、以及采用有效的采场滤水设施和加强管理等一定的措施和方法来减少充填废水内的细颗粒物质外,还应有合适的地下沉淀系统和适合的清理方法及设备予以清理和排除沉砂。

地下排泥工作,主要包括沉淀系统和沉淀池、水仓、水沟等的清理及排泥两部分。

12.1 沉淀系统

井下沉淀系统系指自采场滤水构筑物到主沉淀池或水仓为止的一整套设施。非充填法开采含泥砂量较大的矿山,不单独设采区沉淀池,设置主沉淀池;泥砂含量少的矿山不设沉淀池,水仓本身既作贮水又作沉淀用。充填法开采的矿山,有条件可设置回采工作面沉淀池,采区(阶段)沉淀池和主沉淀池,使泥砂经过多段沉淀后达到澄清,然后进入坑内水仓及吸水井。各沉淀池之间可由水沟和钻孔等相连(见图1-12-1,图1-12-2)。

从排泥的观点来看,根据情况可采用溢流或溢流与渗透相结合的泄水方式,以及采用加絮凝剂的措施来加速泥砂沉淀,使其最大限度地沉积在采场或沉淀池内,减少排水中的泥砂含量。如凡口铅锌矿在沉淀池内加入3[#]絮凝剂和碱式氧化铝絮凝剂来加速泥砂在沉淀池内的沉淀,并利用其井下水。

泥砂沉淀速度与泥砂颗粒形状、比重大小等泥砂特性及水流速度等有关。

湘潭锰矿充填回水静止沉淀速度如表1-12-1所示。

充填回水静止沉淀速度

表 1-12-1

样 品 地 点	沉 降 时 间 (min)	沉 淀 速 度(mm/min)
沉淀池前	42	6.19
沉淀池后	120	2.25

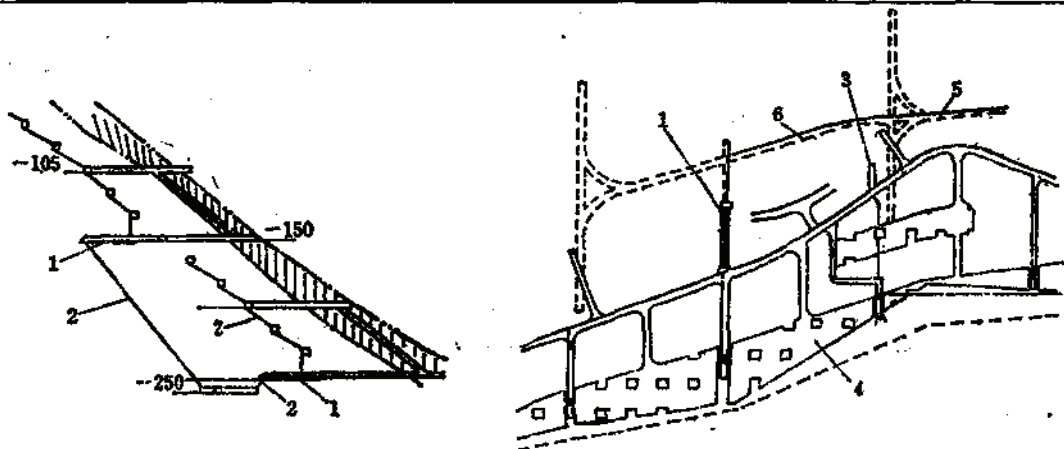


图 1-12-1 三山岛金矿沉淀系统

1—沉淀池；2—钻孔；3—服务井；4—采场；5—去水泵房水沟；6—250阶段水沟

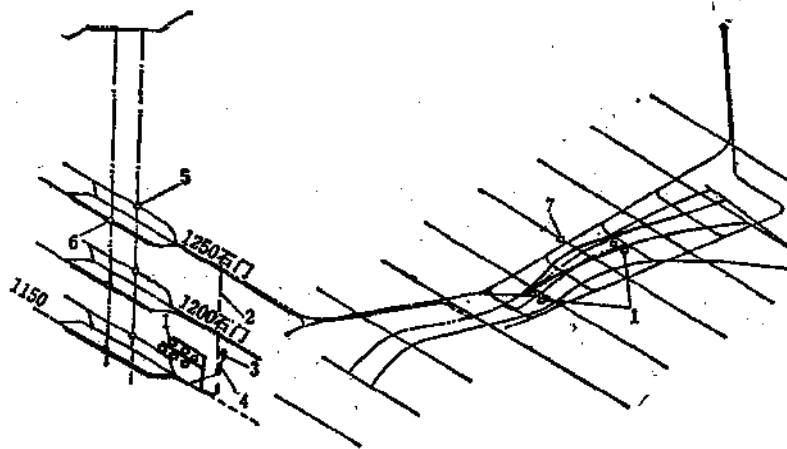


图 1-12-2 金川Ⅱ矿区沉淀系统

1—压气罐；2—管道天井；3—喂泥仓；4—密闭泥仓；5—东副井；6—西副井；7—措施井

老虎台煤矿在试验室试验，水深2.2米时污水泥砂沉降速度如表1-12-2。

污水泥砂沉降速度

表 1-12-2

静 止 时 间 (h)	1	2	3	4	5	6	7
澄 清 高 度 (%)	25.1	45.2	69.4	77.6	81.5	85.2	
固 体 物 高 度 (%)	74.9	54.8	30.6	22.4	18.5	14.8	甚 微

凤凰山铜矿对尾砂细泥 ($< 200\mu\text{m}$) 的几次试验，沉淀速度为0.126m/h左右。某金矿试验细泥沉淀速度为0.87m/h。

根据部分矿山试验和泥砂特点，结合开采和采矿方法、矿岩含泥及水文特点，可把井下开采矿山分为五种类型，供确定水仓容积沉淀时间和型式的参考（见表1-12-3）。

不同条件下水仓沉淀时间

表 1-12-3

序号	矿山开采条件	沉淀时间(h)	矿山实例
I	水砂、尾砂充填法开采矿山	4~6	老虎台、锡矿山、湘潭锰矿
II	矿岩含泥最大的崩落法开采矿山	4	狮子山、铜官山
III	露天转井下开采矿山	2~4	冶山、凤凰山铁矿
IV	一般开采条件矿山	2	马长岭、杨家杖子
V	水质清的矿山	~2	水口山、叶庄

设计矿山水仓的沉淀时间可根据类似矿山选取, 准确数字由试验确定。

12.1.1 沉淀池

12.1.1.1 回采工作面沉淀池

工作面沉淀池起第一次沉淀作用(图1-12-3, 图1-2-4)。这种沉淀设施简单, 沉淀池开凿容易, 但由于是靠近充填工作面的滤水设施, 故一般水的流速较大, 只能沉淀颗粒较大的泥砂和杂物, 而细小颗粒的泥分仍顺水流至阶段巷道的水沟、采区(阶段)沉淀池及主沉淀池和水仓中。

煤矿为充分回收粉煤和使泥砂充分在充填工作面沉淀, 一般用滤水材料建造工作面沉淀池。采用充填法开采的非煤矿山可因地制宜设置工作面沉淀池。

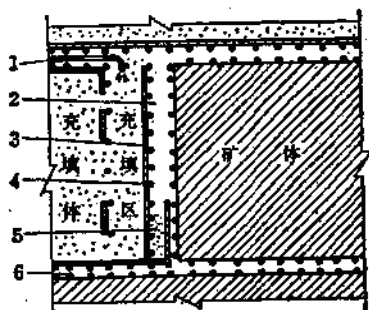


图 1-12-3 回采工作面沉淀池

1—充填管; 2—回采工作面; 3—滤水设施; 4—支柱; 5—回采工作面沉淀池; 6—坑道

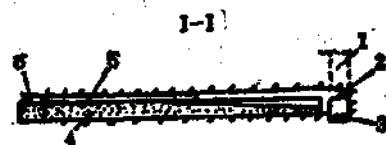
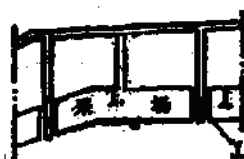


图 1-12-4 三山岛金矿采场工作面沉淀池

1—滤水井; 2—通风联络道; 3—采场沉淀池, 断面3m×3m, 深1m; 4—充填料; 5—充填软管; 6—采场联络道

12.1.1.2 采区(阶段)沉淀池

一般煤矿由于矿体走向长度和采区尺寸较大, 常根据采区的划分设置采区沉淀池。有的煤矿在采区沉淀池中设置捞煤机, 还可起到回收粉煤的作用。

泥砂量少的非煤矿山, 当矿体走向长度较小, 开采深度较深, 为减少多段排泥的现象, 一般较少设置专用的采区沉淀池。有的矿山利用装矿穿脉或探矿旧巷道设置一个采区(阶段)沉淀池, 有的矿山则利用巷道水沟作沉淀池, 在水沟中每隔200~300m设一沉淀窝以助沉淀。

根据矿山的具体条件来决定采区(阶段)沉淀池是否设置。一般矿体走向长度较大泥砂量又大的大中型矿山应考虑设置采区(阶段)沉淀池。按泥砂量和水沟坡度的要求,一般1~2个采区设两个采区沉淀池,一个使用,一个备用(或清理)。沉淀池的清理,一般用人工或机械进行,如用泥浆泵、喷射泵、压气罐(图1-12-5)、铲运机(图1-12-6)等。采用机械清理时,所选用的排泥机械要与排泥地点或再一次转运的容器相适应。

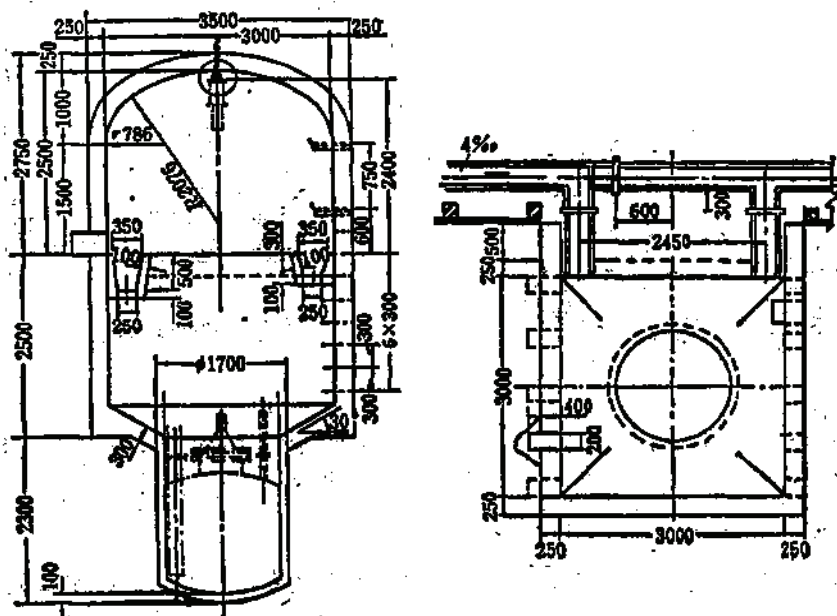


图 1-12-5 金川Ⅱ矿区沉淀池

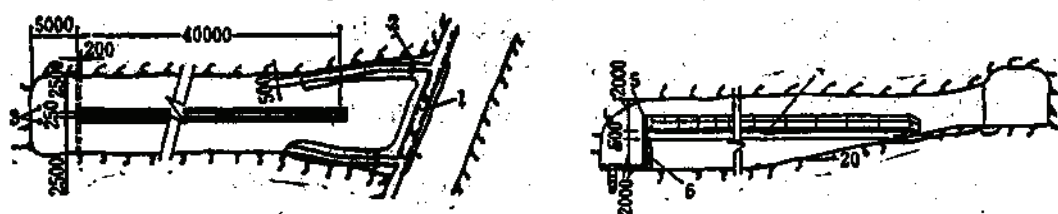


图 1-12-6 三山岛金矿沉淀池

1—盖板; 2—闸阀; 3— $\phi 75$ 钻孔(上设盖板闸); 4—人行平台; 5—梯子; 6—挡墙

12.1.1.3 主沉淀池

主沉淀池是矿山沉泥量最多的地方,其沉淀池的个数、段数和大小应与矿山的开拓系统、排泥方式和排水与排泥系统等统一考虑,其位置应尽量选择在于施工和条件较好的岩层中,保证清池机械有良好的工作条件,能缩短排泥排水管路和减少局部阻力损失,并应有良好的通风和安全条件。

主沉淀池可分为一段式和二段式两类:

一段式主沉淀池:此种沉淀池与水仓联在一起,它既起沉淀作用又起贮水作用,如图1-12-7所示。这种形式的沉淀池金属矿山使用较多,其开拓工程量小,结构简单,减少了

清泥的段数,使基建施工、生产、清仓合为一条运输系统,管理方便,对于泥砂量不大的矿山是一种较好的形式。但此种形式的沉淀池对泥砂的控制较困难,沉淀效果较差,人工清仓困难,又不利采用机械清仓,水仓容积也不能充分发挥,同时泥砂易进入吸入井,增加水泵的磨损。因此,一般要求每条水仓在进水、进泥、排水和清理作业中协调地进行。一般水仓或沉淀池皆分为两条,一条使用、一条备用或清理,有条件的矿山可将使用、备用、清理分开为三条,这样管理方便,各工序之间不致因管理不严而发生互相影响的情况。

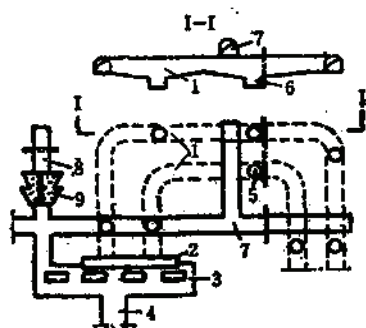


图 1-12-7 一段式沉淀池

1—水仓(沉淀池); 2—吸水井; 3—水泵房;
4—排水、排泥管道; 5—压气排泥罐;
6—压气罐安设小井; 7—压气罐至密闭泥仓排泥管道卷道; 8—密闭泥仓; 9—密闭墙

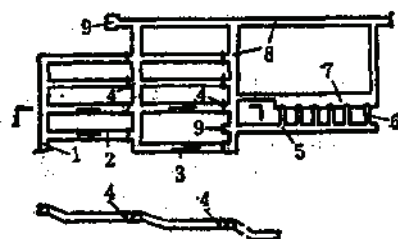


图 1-12-8 二段式沉淀池

1—进水卷道; 2—沉淀池; 3—净水池(水仓); 4—水闸墙; 5—后水卷道; 6—吸水卷道; 7—水泵房;
8—排泥卷道; 9—绞车硐室

二段式主沉淀池,它是指在排水水仓之前设置的专用沉淀池。污水首先流入沉淀池,大量泥砂在沉淀池沉淀,清水经溢流或用放水闸门放入水仓,如图 1-12-8,图 1-12-9 所示。这种沉淀池中沉淀的泥砂可单独处理,便于清仓机械化,同时使进入水仓和吸水井的水质变清,提高了沉淀除泥的效果,从而延长清仓时间,水仓容积得以充分利用。设置这种专用沉淀池的缺点是井巷开凿工程量大。一般煤矿由于充填量大,夹带泥分多,而且泥分的比重较轻不易沉淀,故采用较多。个别金属矿山如湘潭锰矿、三山岛金矿采用,加拿大 STRATHCONA 矿采用了此种形式的沉淀池(如图 1-12-9)。

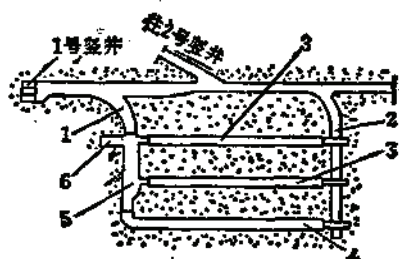


图 1-12-9 二段式沉淀池

1—平巷; 2—联络道; 3—185m³ 沉淀池; 4—185m³ 清水仓; 5—泵站; 6—变电站

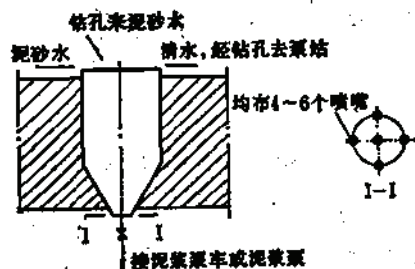


图 1-12-10 竖流式沉淀池

12.1.2 竖流式沉淀池

竖流式沉淀池可作采区(阶段)或主沉淀池用。这种沉淀池沉淀效果较好、操作简单、

管理方便、系统也简单可靠，但开凿较难，工程量稍大。

竖流式沉淀池的底部结构可为半球形底，也可为锥形底（如图1-12-10所示），其锥角应大于沉淀泥砂的安息角，一般为 60° 左右。底部有排泥砂口1~2个，在其底部均布4~6个喷嘴，以便必要时用压气或高压水喷射，压力一般控制在 $0.2\sim 0.4\text{MPa}$ 。这种沉淀池高度根据开拓系统和容积大小来确定，一般高度与直径之比最低限度为1.5:1为好。

加拿大 DOME金矿和WESTMIN 矿山的竖流式沉淀池分别与泥浆车和泥浆泵配合使用（如图1-12-11所示），用来进行泥砂的沉淀与清理。

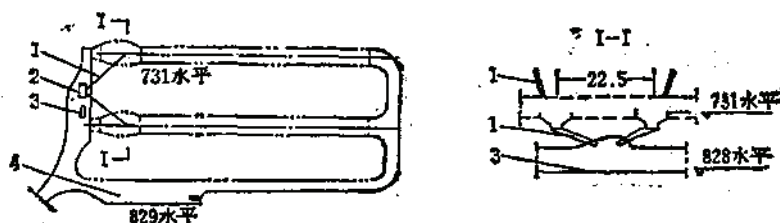


图 1-12-11 WESTMIN 矿山竖流式沉淀池排泥系统

1—钻孔；2—沉淀池；3—泥浆站；4—水泵房

12.1.3 水 沟

目前有些矿山由于对地下污水特别是对充填废水中含泥量估计不足，采矿场排水构筑物管理不当，从采矿场带出大量细泥随充填废水进入水沟，加之金属矿山受电机车运输条件的限制，水沟坡度多数在4%以下，泥砂在水沟中容易沉淀，导致水沟的沉淀量过多，淤塞水沟，妨碍地下运输工作，并造成巷道的污染，大大增加了水沟的清理工作。

有的泥砂量大的矿山，由于水沟坡度较小，加之断面形状偏小等原因，经常出现水沟淤塞，水流漫上大巷，水沟需经常揭盖清泥，不能再作为人行道等情况。一般开采阶段的主要运输大巷是排水沟必经之路，水沟应有足够的断面和坡度。有的矿山水沟断面较大，其宽度与深度达800mm左右，坡度在5%以上，含泥量大的矿山水沟坡度高达10%左右。故水流在沟中畅通，减轻了大量的水沟清理工作。西安煤矿对水沟和沉淀进行了大量试验，当水沟坡度由3%提高到5%时，水流速度为 $0.36\sim 0.7\text{m/s}$ ，水沟内基本不沉淀泥砂。

设计水沟断面时，应考虑水沟中有一部分沉淀泥砂，这部分断面不能起输水作用，因而在确定水沟断面时，应增加30%左右的断面积。在条件许可的情况下，水沟的坡度愈大愈有利。同时应考虑水沟每隔200~300m应增设一沉淀窝以助沉淀和清理。

水沟及沉淀窝一般采用人工或喷射泵和压气罐及泥砂清理车清理。

12.1.4 沉淀池（水仓）的计算

金属矿山使用沉淀池才几年，在沉淀池的计算上尚无较成熟的经验。现将有关沉淀池的计算方法提供参考。

12.1.4.1 沉淀池长度计算

对于二段式沉淀池可按细小颗粒沉淀长度计算

$$L_s = \alpha \frac{v_s h_1}{v_w} \quad (1-12-1)$$

$$v_w = 5.45 \frac{K}{\nu} \left(\frac{\rho_s - \rho_0}{\rho_s} \right) d$$

式中 L_s ——沉淀长度, m;

v_s ——沉淀池内水流速度, m/s;

v_w ——要求沉淀的最小颗粒的沉降速度, m/s;

h_1 ——水流层高度(按沉淀池要求确定), m;

K ——颗粒形状修正系数, 当无实测资料时, 可参考表1-12-4。当颗粒为球体时 $K = 1$ 。一般自然泥砂 $K = 0.75$ 。

ν ——水的运动粘滞系数, 参见表1-12-5;

ρ_0, ρ_s ——固体和水的密度, kg/m³;

d ——颗粒直径, m;

α ——考虑由于受紊流及流速在纵断面上分布不均的影响造成颗粒下沉速度发生变化系数, 一般取1.5~3.5。

颗粒形状修正系数

表 1-12-4

椭圆形	0.8~0.9	平均0.85
多角形	0.7~0.8	平均0.75
长方形	0.8~0.7	平均0.65
圆形	0.4~0.6	平均0.50

不同温度下水的运动粘滞系数 (cm/s)

表 1-12-5

t (°C)	0	5	10	15	20	30	40	50
ν	0.0178	0.0152	0.0131	0.0114	0.0101	0.0081	0.0066	0.0055

对于沉淀池和水仓合在一起的矿山, 也可根据地下涌水量、充填回水量、泥量以及清仓设备的技术性能参数确定水仓的容积和长度, 并用上述计算进行比较。

12.1.4.2 沉淀池有效高度的确定

$$h \geq h_1 + h_2 + h_3 \quad (1-12-2)$$

$$h_3 = \frac{W}{L_s B}$$

式中 h ——沉淀池有效高度, m;

h_1 ——沉淀物的游离层厚度, 取0.2~0.8m;

h_2 ——沉淀物沉淀厚度, m;

W ——排泥一周期时间内沉淀物量, m³;

L_0 ——沉淀池长度, m;

B ——沉淀池宽度, m。

根据不同的清理方式, h_s 值应控制在一定的范围内。若超过此范围则要增加同时工作的沉淀池条数。对压气罐清仓 $h_s = 0.6 \sim 0.8$ m; 喷射泵清仓 $h_s > 1.5$ m; 电耙清仓 $h_s = 0.4 \sim 0.6$ m。

12.1.4.3 沉淀池的容积

(1) 设专用沉淀池时, 沉淀池有效容积 V_0 (m^3) 为:

$$V_0 = L_0 B h \quad (1-12-3)$$

(2) 沉淀池和水仓合在一起时沉淀池的有效容积 V_0 (m^3) 为:

$$V_0 = (V_1 + V_2 + V_3) n \quad (1-12-4)$$

式中 V_1 ——充填时沉泥体积, m^3/h ;

V_2 ——地下正常涌水量, m^3/h ;

V_3 ——地下充填回水量, m^3/h ;

n ——计算小时数, 一般 n 取 4~6 小时。此时沉淀池容积即为水仓容积。

12.1.4.4 沉淀池的条数

水仓前设置专用沉淀池时, 沉淀池工作一条, 备用和清理一条, 共两条。

不设专用沉淀池, 即沉淀池与水仓合并, 水仓应由两个以上断面相同而又互相隔开的独立系统组成, 若水中泥砂较大, 以三条的形式为好。

12.2 清仓排泥设施

目前国内用水砂充填法的矿山, 一般充填料流失量达 3~15%, 仅沉淀池和水仓的清理量就达充填料的 2~7%; 采用崩落法开采涌水量较大和露天转入地下及矿岩含泥量较多的矿山, 水仓和沉淀池泥砂清理量也是比较大的。国内部分矿山沉泥清理量参见表 1-12-6。

国内部分矿山沉泥清理量

表 1-12-6

序号	矿山名称	采矿方法	流失量 (为充填量%)	清理量 (为充填量%)
1	凤凰山铜矿	尾砂充填	3~5	1~3
2	锡矿山矿	尾砂充填、碎石胶结充填	5~10	4~6
3	凡口铅锌矿	碎石胶结, 尾砂胶结尾砂充填, 水砂充填	5~15	3~5
4	湘潭锰矿	水砂充填	10~15	7
5	五龙矿	水砂充填	5~6	2~4
6	老虎台矿	水砂充填	6	6
7	龙凤矿	水砂充填	6	6
8	西安煤矿	水砂充填	6~10	2~2.5
9	新汶良庄煤矿	水砂充填	2	1.2
10	狮子山铜矿	崩落法	水中含泥 0.5%	

过去国内地下沉淀池和水仓的清理多采用人工清理, 工序繁杂, 劳动强度大, 作业条件差, 清理工效低, 严重影响矿山运输和生产排水。如200m长的水仓, 用人工把沉淀的泥砂装入 0.55m^3 的矿车, 用绞车拉到运输大巷, 再提升到地面, 每班约需25~30人, 清理时间要25~30天, 工效只有每工班 2m^3 左右。有些充填法矿山, 在人工清理时, 一条水仓还未清理完, 另一条已被沉淀的泥砂堵塞, 甚至影响矿山的正常生产。因此, 现在部分矿山, 特别是充填法矿山, 对地下水仓和沉淀池大都采用机械清理排泥方法。部分充填法矿山机械清理排泥方式如表1-12-7所示。

各种清仓排泥方式各有其特点, 选用时除应根据矿山开采的技术条件、排泥量大小、泥砂的物理机械性质、矿山规模及服务年限等因素外, 还应通过技术经济比较综合考虑。

部分充填法矿山清仓排泥方式

表 1-12-7

矿山类型	矿山名称	清仓排泥方式	排至地点	所用主要设备主要技术参数
金	牟定铜矿	压气罐清仓配合密闭泥仓排泥	地表	水泵: DG85-67×6 $Q=85\text{m}^3/\text{h}$, $H=402\text{m}$
	大姚铜矿	压气罐清仓配合密闭泥仓排泥	地表	水泵: 6DA8×7 $Q=126\sim 180\text{m}^3/\text{h}$, $H=164\sim 203.5\text{m}$
	金川Ⅱ矿区	压气罐清仓配合密闭泥仓排泥	地表	水泵: D280-100×8 $Q=280\text{m}^3/\text{h}$, $H=800\text{m}$, 1000kW
	三山岛金矿	铲运机清仓排泥	采场	1.5~2.7 m^3 铲运机
	焦家金矿	喷射泵清仓配合密闭泥仓排泥 泥浆泵清仓排泥	地表或采场	水泵: DS200×5, 300kW 潜水泵: 80WQ20, 7.5kW 泥浆泵: 3/2D-HH, 55kW
	新城金矿	压气罐清仓配合密闭泥仓排泥	地表	水泵: DA, 150×9 $Q=180\text{m}^3/\text{h}$, $H=221.4\text{m}$, 150kW
	湘潭钨矿	泥浆泵清仓排泥	地表	泥浆泵: BW-260-50 $Q=9\sim 15\text{m}^3/\text{h}$, 20kW
	黄沙坪铅锌矿	潜污泵清仓配合密闭泥仓排泥	地表	潜污泵: 80WQ20 $Q=30\text{m}^3/\text{h}$, $H=20\text{m}$
	凡口铅锌矿	压气罐清仓配合密闭泥仓排泥	地表	80A-8×9, $Q=288\text{m}^3/\text{h}$, $H=337.5\text{m}$ 3B-200×4A, $Q=270\text{m}^3/\text{h}$, $H=214\text{m}$
	大厂锡矿	压气罐清仓配合密闭泥仓排泥	地表	D85-67×9, $Q=55\text{m}^3/\text{h}$ $H=660\text{m}$
煤	锡矿山矿	压气罐清仓排泥	采空区	
	老虎台	压气罐清仓配合密闭泥仓排泥	地表	水泵: 12GD-200×5 $Q=720\text{m}^3/\text{h}$, $H=940\text{m}$, 2500kW
	龙凤矿	压气罐清仓配合U型管排泥	地表	水泵: 250D60×8 $Q=420\text{m}^3/\text{h}$, $H=480\text{m}$, 850kW
矿	西安矿	喷射泵清仓配合泥浆泵排泥	采空区	往复式泥浆泵: 2DN-25/80 $Q=25\text{m}^3/\text{h}$, 100kW

12.2.1 喷射泵清仓排泥

喷射泵清仓方式适用于泥砂清理量小, 水仓使用时间短, 泥砂颗粒较软的矿山。一般

情况下,喷射泵配合泥浆泵和密闭泥仓高压水排泥,少数矿山由于排泥地点距沉淀池或水仓不远,高差又不大,采用喷射泵清仓直接将泥砂排到采空区等排泥地点。

这种清仓方式,设备体积小,构造简单,安装移动方便,操作简单,工作可靠,投资少,但高压水消耗量大,排泥效率低(一般 $<30\%$ 左右),喷嘴及混合室磨损严重,工作时还需要操作人员进入水仓进行人工喂泥。

喷射泵本身是一个特制的三通管,由高压水管、喷嘴、混合室和扩散器四部分组成(如图1-12-12所示)。分有套管和无套管两类。

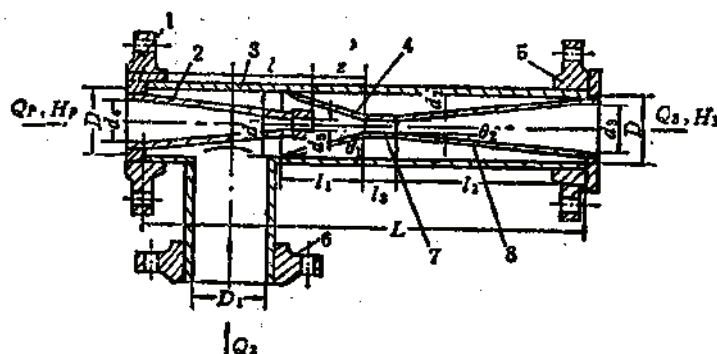


图 1-12-12 喷射泵结构图

1、5、6—法兰盘；2—喷嘴；3—套管；4—收缩器；7—混合室；8—扩散器

喷射泵工作前需将水仓或沉淀池的清水放空。清泥质量浓度一般为 $20\sim40\%$ 。使用时一般高压水管直径为 $75\sim100\text{mm}$ ，供水压力在 3MPa 以上(最小不低于 1.5MPa)，这样可以保证吸泥距离在 60m 左右，扬程在 30m 左右，否则排泥效率降低。吸泥高度一般愈低愈为有利，最好不大于 5m 。

12.2.1.1 喷射泵结构尺寸及主要参数

目前常用的喷射泵型号及结构尺寸见表1-12-8。一般采用20号喷射泵的较多，20号喷射泵用来清理沉淀池或水仓的泥浆，10号喷射泵用来排除下山掘进工作面、巷道及水仓的积水，7号喷射泵常用来排除掘进工作面或其它情况下的少量积水。

喷射泵结构尺寸 (mm)

表 1-12-8

矿山	型号	收缩器				扩散器				喷 嘴				混合室		套 管		吸水	排水
		l_1	d_1	d_2	θ_1	l_2	d_3	d_4	θ_2	l	d_5	d_6	θ	l_3	d_7	l	D	D_1	D
抚顺	7°	65	40	21	$8^\circ45'$	10	21	32	$4^\circ21'$	45	3~7	33		26	21	115	58	19	38
	10°	208	62	21	$5^\circ38'$	295	21	60	4°	150~170	10	50	$9^\circ33'$	40	21	166	75	31	60
	20°	140	97	32	$13^\circ04'$	365	32	90	$4^\circ41'$	165	13	60	$7^\circ14'$	40	32	682	105	60	108
新汶	20°	141	50	25		404	25	75		150	7.5	45		30	25			62	75
辽源	20°	112	48	25		430	25	75		150	8	43						62	75
焦家		65	80	30		496	30	100		165	15	53		60	30	747	100	65	89

注：表中尺寸代号见图1-12-12。

矿山对喷射泵性能作了很多试验工作, 四种喷射泵的排泥量测定结果如表1-12-9。从试验表明, 影响喷射泵扬程的主要因素是扩散器的角度, 一般扩散器的理想角度为 $6^{\circ} \sim 10^{\circ}$, 8° 为最好。当水压及扬程已定, 而吸泥高度又不定时, 决定喷射泵排泥量大小的主要因素是喷嘴口径的尺寸。20号喷射泵的不同喷嘴口径与排泥量关系见表1-12-10。

喷射泵排泥量测定结果 表 1-12-9

喷射泵	耗水量 (m^3/h)	排泥量 (m^3/h)	有效扬程 (m)	供水压力 (MPa)	泥水比 (体积比)
7 $^{\circ}$	4	—	7	0.8~1.2	—
10 $^{\circ}$	10.08	3	17	2.5~3	1:3.3
20 $^{\circ}$	33.6	3	34	2.5~3	1:9.5
焦家金矿	38.5~46	22~24	32~50	2~3	

注: 焦家金矿喷射泵系按北京有色冶金设计研究总院13089图制作的

喷嘴口径与排泥量关系 表 1-12-10

喷嘴口径 (mm)	耗水量 (m^3/h)	吸水量 (m^3/h)	排水量 (m^3/h)	工作压力 (MPa)	扬程 (m)	吸水高度 (m)
13	22.91	20.91	43.82	2.5	3	8
14	25.20	39.14	64.34	2.5	3	8
15	33.60	31.90	65.50	2.5	3	8
17	36.00	8.46	44.60	2.5	3	8

从表1-12-9中可知, 喷嘴口径不同, 排水量也不同。当口径在13~15mm内变化时, 排水量是逐渐增加的, 当超过15mm时则耗水量增加, 吸水量和排水量则显著下降, 即喷射泵吸泥效率显著降低。因此, 矿山采用喷射泵的理想喷嘴口径为13~15mm, 使用磨损后, 口径超过15mm时应更换。

为提高喷嘴的使用寿命, 要求压力水水质清洁, 以减轻喷嘴的磨损, 同时采用耐磨的材质制作喷嘴, 目前采用铸铁和炭素钢材料, 若采用搪瓷喷嘴寿命可提高3~4倍。采用尼龙1010工程塑料制作的喷嘴其效果也良好。在我国已生产性能更好的新型工程塑料聚酚氧和聚砜, 也可考虑作喷嘴材料。

1. 喷射泵参数性能

现将有关矿山对喷射泵性能所作试验的资料整理简述如下, 以供设计参考。

1) 喷嘴直径与供水量关系

供水量随喷嘴直径增大而增大, 见表1-12-11。

2) 喷嘴长度与供水量和吸水量的关系

喷嘴长度和喷嘴到喉管的距离对吸水量影响很大, 从表1-12-12可知, 喷嘴长度以150和170mm的较好。

3) 喉管直径对吸水量的影响

供水量与喷嘴直径的关系 表 1-12-11

喷嘴直径 (mm)	供水量 (m ³ /h)	备 注
7	8.6	供给压力2.9MPa
10	13.5	供给压力2.9MPa
12.4	28.9	供给压力2.9MPa
14	33.8	供给压力2.9MPa

喷嘴长度与供水、吸量的关系 表 1-12-12

喷嘴 长度 (mm)	喷嘴口到喉 管的距离 (mm)	供水量 (m ³ /h)	吸水量 (m ³ /h)	备 注
90	170	19.7	5.5	供给压力2.86MPa
120	140	17.6	9.3	吸水高 0.5m
150	110	15.8	11.1	扬高 1 m
170	90	15.3	10.1	喉管直径18mm

从表1-12-13看出,吸水量随喉管直径的增加而增加,但在直径大于27mm时,吸水量下降。当喉管直径为25mm时吸水量为最大,喉管直径为27mm时,吸水量仍可达20.4 m³/h,因此可先制成23mm的,待磨损到27mm时再更换。

4) 扬水高度对吸水量的影响

从表1-12-14可以看出,从扬水高度增加时,两种喷嘴长度吸水量的变化情况来看,长度为170mm的喷嘴适于高扬程,长度为150mm的喷嘴适于低扬程。

喉管直径与吸水量的关系 表 1-12-13

喉管直径 (mm)	吸水量 (m ³ /h)	备 注
18	11.1	供水压力2.5MPa
21	17.3	扬高 1 m
23	20.4	吸水高 0.5m
25	21.7	
27	20.4	
29	16.6	

扬水高度与吸水量的关系 表 1-12-14

扬水高 (m)	吸 水 量 (m ³ /h)		备注
	喷嘴长度为 150mm	喷嘴长度为 170mm	
1	17.4	15	喉管 直径21 mm供水 压力 3.1 MPa 吸水 高 0.5m
30	16.4	15.7	
45	9.7	15.7	
55	2.9	14.7	
65	1.5	9.2	

5) 供水压力对吸水量的影响

吸水量随供水压力的增加而增加,见表1-12-15。

6) 吸水高度对吸水量的影响

吸水量随吸水高度的减少而增加,见表1-12-16。

供水压力对吸水量的影响 表 1-12-15

供水压力 (MPa)	供水量 (m ³ /h)	吸水量 (m ³ /h)	备 注
0.5	7.6	11.6	喷嘴 $\phi 10 \times 17$ mm
1.0	10.5	12.4	喉管 $\phi 21$ mm
1.5	13.3	12.7	吸水高 0.5mm
2.0	15.3	12.8	扬高 1 mm
2.5	17	14	

吸水高度对吸水量的影响 表 1-12-16

吸水高 (m)	吸水量 (m ³ /h)	备 注
0.5	15.5	供水压力2.8MPa
4.22	12	喉管直径21mm
8.58	5.2	喷嘴长度170mm
9.15	3.5	扬水高度3 m 水温 23℃

2. 供水泵扬程

1) 喷射系的全扬程 H_1 (m)

$$H_1 = H \frac{\rho_s}{\rho_w} + h_1 + h_2 \quad (1-12-5)$$

式中 H ——排水高度(包括吸水高度), m;

ρ_s ——排水管路输送泥砂水密度, $\rho_s = 1100 \sim 1300 \text{ kg/m}^3$;

ρ_w ——供给水的密度, kg/m^3 ;

h_1 ——喷射泵扩散器扬程损失, 取 $h_1 = (0.2 \sim 0.3)H$, m水柱;

h_2 ——排出管路扬程损失, 每100m长取 $(0.06 \sim 0.1)H$, m水柱。

2) 喷嘴前高压水压头 H_p (m水柱)

$$H_p = \alpha(H_1 - h_1) \quad (1-12-6)$$

式中 α ——压力系数, 取 $\alpha = 3 \sim 3.5$ 。

3) 供水泵扬程 H_H (m)

$$H_H = H_p + h_1 \quad (1-12-7)$$

式中 h_1 ——供水管路扬程损失, 每100m长取 $0.1H_p$, m水柱;

3. 供水量 Q_F (m^3/h)

$$Q_F = \beta Q_s \quad (1-12-8)$$

式中 β ——流量系数, 取 $\beta = 1.7 \sim 2$;

Q_s ——吸泥量, m^3/h 。

4. 喷射泵主要结构尺寸计算

1) 喷嘴直径 d_1 (m)

$$d_1 = 0.019 \sqrt{\frac{Q_F}{v_1}} \quad (1-12-9)$$

式中 Q_F ——供水量, m^3/h ;

v_1 ——喷射速度, 一般为 $25 \sim 30 \text{ m/s}$ 。

2) 喷嘴锥角 θ

取 $\theta = 12^\circ \sim 13^\circ$

3) 喉管直径 d_2 (m)

$$d_2 = 0.019 \sqrt{\frac{Q_s}{v_2}} \quad (1-12-10)$$

$$Q_s = Q_F + Q_H$$

式中 Q_s ——排出量, m^3/h ;

v_2 ——喉管流速, 一般为 $2 \sim 3 \text{ m/s}$, 或取 $d_2 = (1.5 \sim 2.5)d_1$ 。

4) 喉管长度 l_2 (m)

$$l_2 = (2 \sim 3)d_2 \quad (1-12-11)$$

5) 喷嘴出口到喉管入口的距离 Z

一般可取 $Z = 2d_1$ 。

6) 混合室大端直径 d_3 (mm)

$$d_3 = 1.13 \sqrt{f_1 + f_2} \quad (1-12-12)$$

式中 f_1 ——喷嘴口面积, $f_1 = \frac{\pi d_1^2}{4}$, mm^2 ;

f_2 ——吸水所需的环形空隙面积, $f_2 = \frac{Q_s 10^3}{3600 v_s}$, mm^2 ;

v_s ——吸水速度, 一般取 $v_s = 2.5 \sim 3 \text{ m/s}$ 。

7) 混合室长度 l_1 (mm) 和吸缩角 θ_1

$$l_1 = 4.75(d_1 - d_2) \quad (1-12-13)$$

一般取吸缩角 $\theta_1 = 12^\circ$

8) 扩散器尺寸

大端直径 d_2 等于排出管内径

扩散器长度 l_2 (mm)

$$l_2 = \frac{d_2 - d_1}{2 \tan \frac{\theta_2}{2}} \quad (1-12-14)$$

扩张角 $\theta_2 = 6^\circ \sim 10^\circ$, 以 $\theta_2 = 8^\circ$ 较好,

当 $\theta = 8^\circ$ 时, $l_2 = 7.1(d_2 - d_1)$ 。

9) 压入水管直径 d_1 (mm)

$$d_1 = \sqrt{\frac{4Q_p}{3600\pi v_p}} \quad (1-12-15)$$

式中 v_p ——压入管路流速, 取 $v_p = 1.5 \sim 2.5 \text{ m/s}$ 。

10) 吸水管直径 D_1 (mm)

$$D_1 = \sqrt{\frac{4Q_s}{3600\pi v_s}} \quad (1-12-16)$$

式中 v_s ——吸水管流速, 取 $v_s = 2.5 \sim 3 \text{ m/s}$ 。

5. 吸水高度的确定

吸水管压力要保证在 $0.05 \sim 0.06 \text{ MPa}$, 吸入高度以小于 5 m 为宜。当超过 5 m 时, 其吸水量大大减少; 吸入高度为 8 m 时, 其吸水量就降到正常吸入高度时吸水量的 $30 \sim 40\%$ 。如吸水高度为零或压入式时, 其吸水量比正常吸高时有很大增加。

6. 效率

1) 喷射泵设备效率 (%)

$$\eta_1 = \frac{\rho_R(H_1 - h_2)Q_s}{\rho_0 H_P Q_P} \quad (1-12-17)$$

一般 η_1 为 $25 \sim 30\%$ 。

2) 井下排水排泥系统效率 (%)

$$\eta_2 = \frac{\rho_R(H_1 - h_2)Q_s}{\rho_0 H_P Q_P} \quad (1-12-18)$$

一般 η_2 为 $45 \sim 50\%$ 。

12.2.1.2 喷射泵和泥浆泵联合排泥

这种清仓排泥方式是利用喷射泵向泥浆池输送泥浆, 然后用泥浆泵将泥浆排至采空区或地表。喷射泵与泥浆泵联合排泥系统见图 1-12-13。

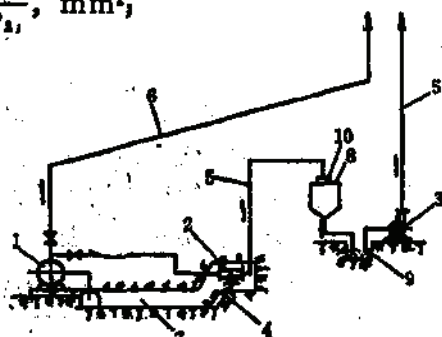


图 1-12-13 西安煤矿喷射泵和泥浆泵联合排泥系统

1—高压水泵; 2—喷射泵; 3—泥浆泵;
4—吸泥软管; 5—排泥管; 6—排水管;
7—水仓(沉流池); 8—筛子; 9—转运沉流池; 10—减压装置

这种清仓排泥方式,工艺简单,动力消耗小,但是喷射泵喷嘴的消耗量大,使用活塞式泥浆泵输送泥浆,检修工作量大,备品备件消耗多。

喷射泵和泥浆泵联合排泥有关的几个主要指标见表1-12-17。

12.2.1.3 喷射泵配合密闭泥仓高压水排泥

这种清仓排泥方式是利用喷射泵将泥浆送入密闭泥仓,泥仓装满后利用本阶段高压水泵排出的高压水,通过排泥管道将密闭泥仓内泥浆排至地表或其它地方。

喷射泵配合密闭泥仓高压水排泥系统见图1-12-14。这种清仓排泥方式系统简单,利用地下排出的高压水,无需增加动力,维护工作量小,同时泥浆不进入水泵,对水泵没有磨损,而且排水和排泥可同时进行。其主要指标见表1-12-18。

喷射泵和泥浆泵联合排泥主要指标

表 1-12-17

清泥能力 (m ³ /h)	清泥质量浓度 (%)	高压水用量 (m ³ /h)	供水压力 (MPa)	班清理人数 (人/班)	班清理时间 (h)	清泥工效 (m ³)	每立方米成本 (元)
25	20~25	20~40	3~5	3~4	3~5	20~30	1.58

注: 1. 20^号喷射泵与2DN-25/80泥浆泵联合班泥。

2. 表内数值1984年12月统计。

喷射泵配合密闭泥仓高压水排泥主要指标

表 1-12-18

清泥能力 (m ³ /h)	清泥质量浓度 (%)	高压水用量 (m ³ /h)	供水压力 (MPa)	班清理人数 (人/班)	班清理时间 (h)	清泥工效 (m ³)	每立方米成本 (元)
15~20	15~20	33	1.5~1.7	4	3~4	12~20	0.23

注: 表内数值1984年11月统计。

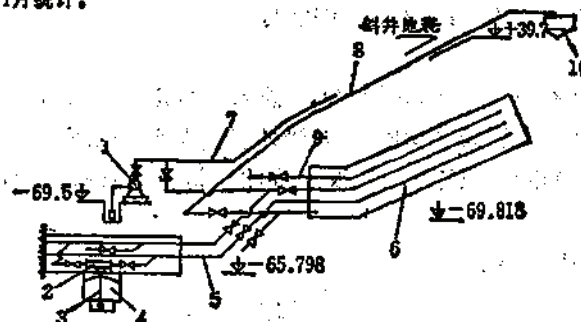


图 1-12-14 焦家金矿喷射泵配合密闭泥仓高压水排泥系统

1—高压水泵; 2—喷射泵; 3—吸泥管; 4—水仓; 5—送泥管; 6—密闭泥仓; 7—排水管; 8—排泥管; 9—放泥水管; 10—浓密池

12.2.2 压气罐清仓排泥

压气罐清仓方式效率高,能力大,使用时间长,对泥砂颗粒硬度适应性强,清仓时工作人员一般可不进入水仓,易于实现机械化和自动化,清仓时水仓仍可使用。在与密闭泥仓或U形管配合高压水排泥时,泥浆不进入水泵,对水泵无磨损。但这种清仓排泥方式,

明, 由于压气罐结构简单, 无需经常修理, 要修理的只是上部气缸中的某些零部件, 故检修场地不需很大。为了减少水仓掘进量, 可在水仓水面以上架设有一定空间高度的操作平台, 作为管子进出以及操作和检修压气罐的场地。

(6) 使用中出现压气罐的操作气缸经常被水淹没, 气缸被腐蚀, 有的密封不好, 导致泥水进入气缸, 增加操作阻力, 因此需要提高气缸的安装高度, 最好安装在水面以上。

(7) 清理间隔时间不宜过长, 以防泥砂凝结和压气罐被泥砂埋住。一般要求一周以内要轮流清理一次。

12.2.2.1 压气罐结构及计算

压气罐由气缸、进气管、锥形阀、罐体和排泥管等部分组成。压气罐设在水仓或沉淀池底部, 按安放形式可分为立式和卧式两种。立式有效容积较高, 卧式底部排泥死角较大, 故有效容积较小。目前立式压气罐用得较多。其结构多用钢制罐体(如图1-12-16)。有的矿山为节省钢材采用钢筋混凝土罐体带铁帽的混合结构(如图1-12-7)。钢制罐体牢固可靠, 制造方便, 但消耗钢材较多, 其容积不宜过大。钢筋混凝土罐体容积较大, 成本低, 节省钢材, 但要求岩石条件好, 要求施工质量严格, 否则易产生漏气现象。为提高钢筋混凝土压气罐有效利用系数, 罐底应做成斜面。

一般压气罐使用寿命可达10年左右。

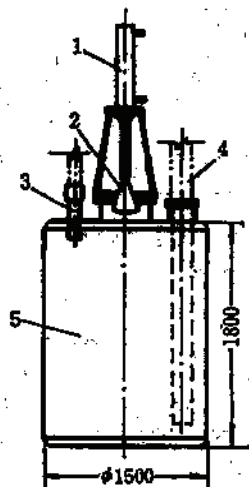


图 1-12-16 钢制压气罐结构图

1—气缸; 2—钟形罩; 3—进气管; 4—排泥管; 5—罐体

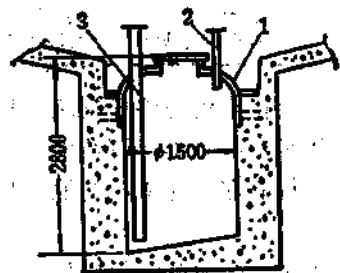


图 1-12-17 钢筋混凝土与铁帽混合结构的压气罐体

1—上部制结构; 2—50mm压气管; 3—125mm排泥管

1. 压气罐容积有效利用系数的确定

排泥管与罐体底板要有一定的距离, 当罐内泥浆低于排泥管下口时, 压气便从排泥管跑出, 罐内泥浆排不净, 因此每次实际排泥量不等于罐体体积, 设计时要考虑罐体容积有效利用系数 η_v (%)。

$$\eta_v = \frac{V_s}{V} \times 100 \quad (1-12-19)$$

$$V_s = \frac{1}{4} \pi D^2 L$$

式中 V_s ——压气罐容积, m^3 ;

V_n ——压气罐一次实际排泥量, m^3 ;

$$\text{立式罐: } V_n = \frac{1}{4} \pi D^2 (L - h)$$

$$\text{卧式罐: } V_n \approx \frac{\pi}{4} D^2 L$$

D ——罐体净直径, m ;

L ——罐体净长度, m ;

h ——排泥管进口至罐体地板的距离, 一般 $h = 0.1 \sim 0.15m$;

η_g 一般为 $80 \sim 90\%$ 。为增大 η_g , 罐底可呈倾斜状。

2. 压气罐排出单位体积泥浆耗气量 q (m^3/m^3)

假定气体与泥浆只作简单的置换时,

$$q = \frac{Q_g}{V_n} \quad (1-12-20)$$

$$Q_g = Q_1 + Q_2 + Q_3$$

式中 Q_g ——每排一罐泥所消耗的总压气量, m^3 ;

Q_1 ——罐内所需的压气量, m^3 ;

$$Q_1 = 6V_n$$

Q_2 ——罐内及气管剩余压气量, m^3 ;

$$Q_2 = 2V_n$$

Q_3 ——漏气损失, 一般为 $1 \sim 2m^3$ 。

$$\therefore Q_g = 8V_n + (1 \sim 2)$$

$$q = 8 + \frac{(1 \sim 2)}{V_n}$$

q 一般为 $7 \sim 13m^3/m^3$ 。

3. 压气罐循环工作时间 T (min)

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 \quad (1-12-21)$$

式中 t_1 ——进气时间, 一般为 $2min$;

t_2 ——膨胀时间, 一般为 $1 \sim 2min$;

t_3 ——放气时间, 一般为 $1 \sim 2min$;

t_4 ——进泥时间, 一般为 $1 \sim 2min$;

t_5 ——考虑联系停歇时间, 一般为 $2 \sim 3min$ 。

压气罐排泥循环工作时间, 一般为 $7 \sim 11min$ 。若采用多罐连续排泥和一定的自动控制措施则可相应缩短循环工作时间。

4. 压气罐的排泥能力 A (m^3/h)

压气罐排泥能力的大小与气压、管路长度、管径大小、排泥高度、压气罐的大小、泥浆密度、泥砂粒度以及压气罐在水仓或沉淀池中的布置等多种因素有关。

$$A = V_n \frac{60}{T} \quad (1-12-22)$$

计算时参考实际矿山指标选取, 一般罐体容积在 $1.55 \sim 3.5m^3$ 情况下, 排泥能力 A 为 $18 \sim 36m^3/h$ 。每 m^3 压气罐排泥量为 $10 \sim 15m^3/h$ 。

5. 压气罐所需气压

压气罐气压,一般即地下压气管网的压力,其高低直接影响排泥效果和经济指标。它与管路长短、排泥高度、泥浆密度、罐体结构等因素有关。根据矿山使用经验,最小压气为0.4~0.45MPa,正常气压为0.55~0.63MPa。

6. 压气罐罐体钢板厚度 e (cm)

$$e = \frac{PR}{\varphi[\sigma]} + \Delta L \quad (1-12-23)$$

式中 P ——罐内承受最大压力,按0.8MPa计;

R ——罐体半径, cm;

φ ——焊缝系数,电焊时取0.8~0.9;

$[\sigma]$ ——材料许用抗拉应力, A₃钢板 $[\sigma]=110\sim120$ MPa;

ΔL ——加工、运搬、水蚀等因素影响的附加厚度,取0.4~0.6cm。

压气罐罐体钢板厚度,一般为8~10mm。因上下顶盖最易变形,厚度应适当增加。压气罐出厂前应进行耐压试验,试验压力应按压力容器规范进行。

12.2.2.2 压气罐配合密闭泥仓高压水排泥

压气罐配合密闭泥仓高压水排泥方式是利用压气罐将泥浆送入密闭泥仓贮存,密闭泥仓贮满后利用本阶段高压水泵的压力水冲挤稀释密闭泥仓中的泥浆,而且迫使泥浆通过排水管道(或排泥管道)排至地表或其它地方。这种清仓排泥方式,泥浆不经过水泵而达到排泥和排水的目的,这样既保护了水泵又大大减轻了清理水仓的繁重劳动。其清仓排泥系统见图1-12-18、图1-12-19。其技术经济指标见表1-12-20。

压气罐、密闭泥仓高压水排泥技术经济指标

表 1-12-20

压气罐容积 (m ³)	泥仓容积 (m ³)	清泥能力 (m ³ /h)	耗气量 (m ³ /m ³)	班清理人数 (h)	班清理时间 (h)	清泥工效 (m ³)	每立方米成本 (元)
3	140	21	5	3	3~4	20~25	0.25

注:表内数值1984年10月统计。

矿山水泵主排水管一般为双管,在管路上布置换向闸阀组可实现单管排水、排泥或双管排水、排泥。在系统中设置专用的排泥管道,并通过操作换向闸阀组也可实现同时排水和排泥(见图1-12-19)。

密闭泥仓的进泥多数采用压气罐经管路直接喂泥的形式,如图1-12-18、图1-12-19、

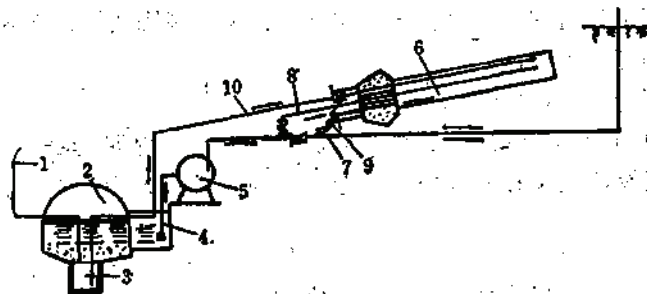


图 1-12-18 串定铜矿压气罐清仓配合密闭泥仓高压水排泥系统(一)

1—地下压气管; 2—水仓; 3—压气罐; 4—水泵进水管; 5—高压水泵; 6—密闭泥仓; 7—主排水管; 8—泥仓进水管; 9—排泥管; 10—压气罐送泥管

图1-12-20所示。有的矿山压气罐和泥仓之间还增设一贮泥的喂泥仓(如图1-12-21所示),它是为了加快向密闭泥仓进泥,以利密闭泥仓的周转,目前国内采用这种排泥系统的矿山有金川镍矿Ⅱ矿区,大厂锡矿,抚顺老虎台煤矿。

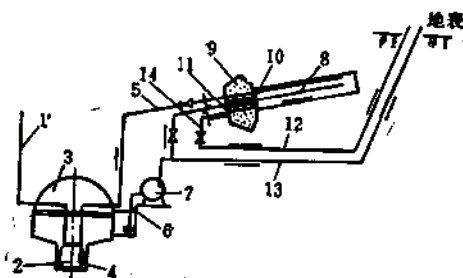


图 1-12-19 新城金矿压气罐清水仓配合密闭泥仓高压水排泥系统(二)

1—地下压气管; 2—压气罐; 3—水仓; 4—排泥管; 5—泥仓送泥管; 6—吸水管; 7—水泵; 8—密闭泥仓; 9—密闭墙; 10—密闭门; 11—密闭门操作手柄; 12—主排泥管; 13—高压水管; 14—泥仓排泥管

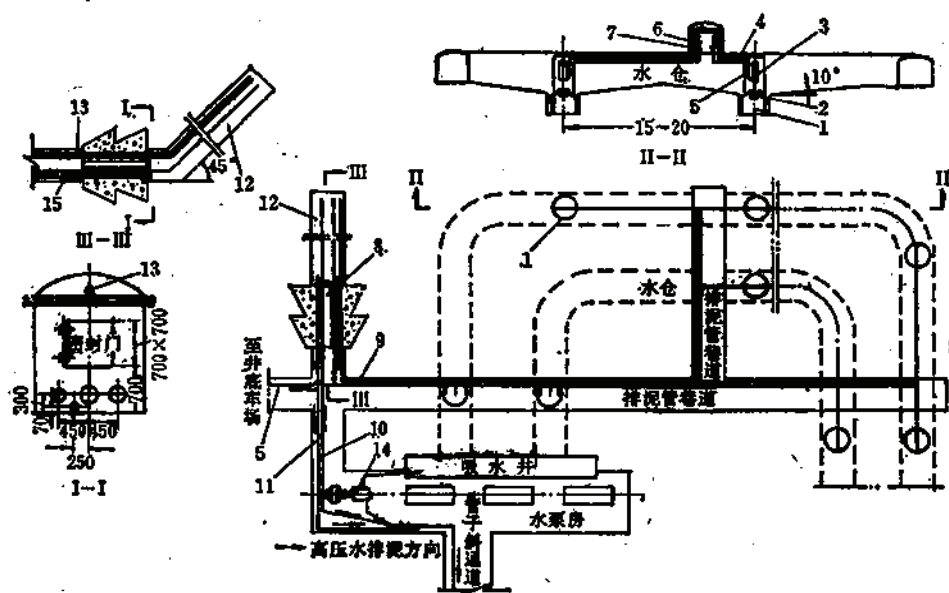


图 1-12-20 压气排泥罐清水仓, 高压水排泥配置图

1—压气排泥罐; 2—钟形阀; 3—气缸; 4—排泥管; 5—压气管; 6—四通阀; 7—闸阀或旋塞; 8—检查孔; 9—压气罐排泥管; 10—高压进水管; 11—高压排泥管; 12—密闭仓; 13—放气管; 14—水泵; 15—放水管

12.2.2.3 压气罐清水仓配合“U”形管高压水排泥

“U”型管一般与压气罐清水仓配合使用, 它为一置换式排泥设施。工作时首先把水仓或沉淀池泥浆用压气罐送到密闭泥仓内, 然后利用高压水将泥浆从密闭泥仓推移置换出来, 沿排泥管排至地表或其它地方。置换动力的高压水源, 一是高压水泵, 一是利用高位水池势能。其排泥系统见图1-12-22。这种排泥系统是利用自然压差使排泥管路构成“U”形, 所以称为“U”形排泥管。

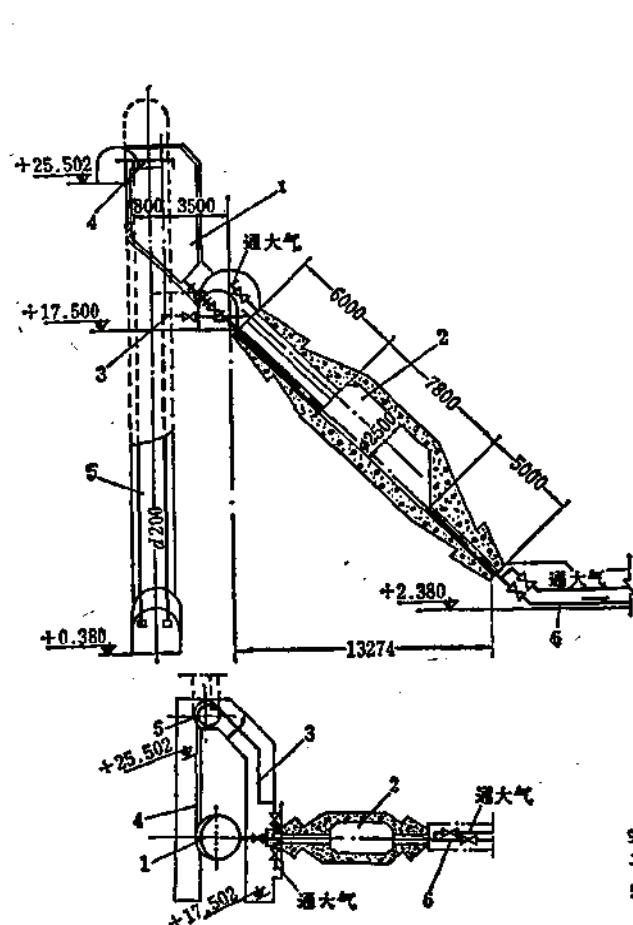


图 1-12-21 金川Ⅱ矿区附设喂泥仓的
密封泥仓高压水排泥

1—喂泥仓；2—密封泥仓；3—高压水管；4—
来自水仓和阶段压气罐输泥管；5—管道天井；
6—排泥管

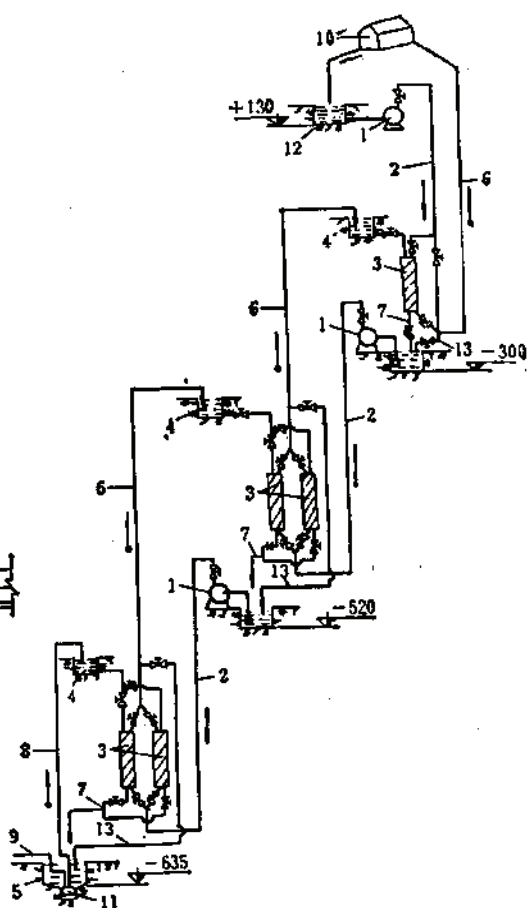


图 1-12-22 龙凤煤矿“U”形管排泥
系统

1—高压水泵；2—高压水管；3—钢制泥仓；4—喂泥仓；
5—水仓(沉淀池)；6—排泥管；7—放水管；8—压气罐
排泥管；9—压气管；10—地面排泥回收站；11—压气
罐；12—地面贮水池；13—放泥管

密封泥仓布置在水泵房附近，其安装角度最好不少于 30° ，一般为 $30^\circ \sim 40^\circ$ 。按结构可分钢制和混凝土砌碛两种，钢制密封泥仓仓体形状为圆柱形，仓的内径为 $0.8 \sim 1\text{m}$ ，长度为 $10 \sim 20\text{m}$ ，一般容积为 $4 \sim 15\text{m}^3$ ，由 $18 \sim 30\text{mm}$ 厚钢板卷制焊成。泥管、水管的直径与密封泥仓的直径之比为 $1:10$ 。钢制仓容积小，成本高，消耗钢材多。只要围岩条件许可，应尽可能的采用钢筋混凝土仓。混凝土仓为一密封的倾斜巷道，上下两端用混凝土配筋封口，但留下管道孔及检修门孔，呈鱼雷型。罐体内采用钢筋混凝土支护，圆型断面，容积为 $65 \sim 250\text{m}^3$ 。混凝土密封泥仓要求岩石条件好，施工严格，以防漏水。

采用钢制密封泥仓时需设喂泥仓或喂泥池，其容积应等于或略大于密封泥仓，采用自流或压气罐等供泥。通常设置二个钢制密封泥仓。

抚顺龙凤煤矿“U”管排泥系统采用了自动化远控操作。采用的钢制密闭泥仓是由25~30mm厚钢板卷制焊成,内径1m,长20m,容积为15.7m³,有效容积为15m³,仓体安装角以30°为临界值。喂泥口阀门采用折叠气活瓣阀门,直径为500mm;放气阀门采用可自动起落的浮标式,直径为150mm;进水、放水及排泥阀门均为插板式。其结构见图1-12-23。

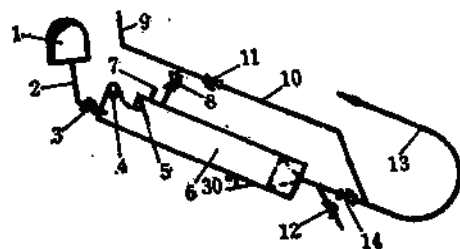


图 1-12-23 龙凤矿“U”形管排泥钢制泥仓结构图

1—贮泥仓, 2—喂泥管, 3—放泥管阀门, 4—气缸活瓣, 5— $\phi 500$ mm 折叠式气动活瓣阀门, 6—钢制密闭泥仓, 7— $\phi 150$ mm 浮标式自动起落放气阀, 8— $\phi 150$ mm 插板式进水阀, 9—高压来水管, 10—联接水管, 11— $\phi 150$ mm 联接水阀, 12— $\phi 150$ mm 放水阀, 13—排泥管, 14— $\phi 150$ mm 排泥阀

湘潭锰矿采用的钢制密闭泥仓是由18mm厚钢板卷制焊成,内径0.8m,长8m,容积为4m³,工作压力2MPa,钢板厚度、连接强度按承受压力为2.5MPa考虑的,仓体安装角度30°,其安装配置图见图1-12-24。

部分矿山钢制密闭泥仓使用规格见表1-12-21。

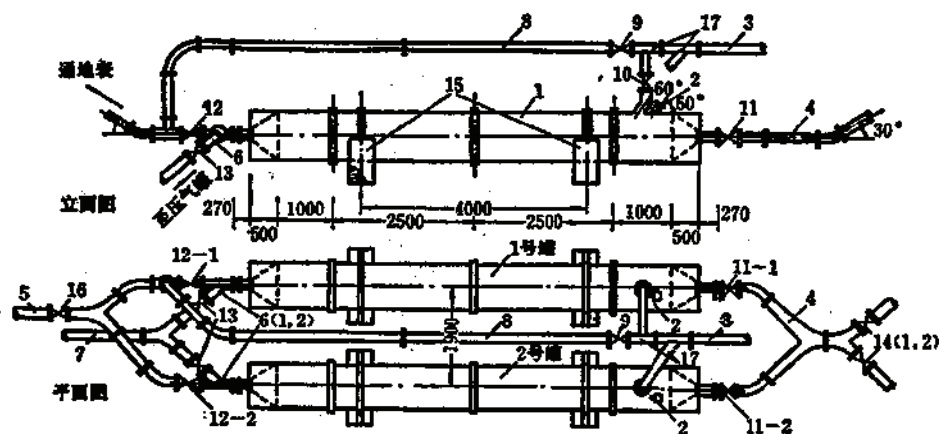


图 1-12-24 湘潭锰矿采区沉淀池4m³钢制排泥仓安装图

1—钢制密闭泥仓($\phi 800$ mm, $l=8$ m), 2—自动放气阀, 3— $\phi 168$ mm 来水无缝钢管, 4— $\phi 168$ mm 进泥管, 5— $\phi 168$ mm 排泥管, 6— $\phi 168$, 45°放水三通, 7— $\phi 168 \sim \phi 108$ mm 放水, 8— $\phi 168$ mm 过水管, 9、10、11、12、13、14— $\phi 150$ mm 闸阀(P_0 2.5MPa), 15—混凝土座, 16— $\phi 150$ mm 逆止阀(P_0 4MPa), 17—进水管三通($\phi 168$ mm, 45°、90°)

部分矿山钢制密闭泥仓使用规格

表 1-12-21

项 目	大 厂 钢 矿	黄 沙 坪 铅 锌 矿	湘 潭 锰 矿	龙 凤 煤 矿
容 积(m ³)	8	8	4	15
工作压力(MPa)	6.4	3	1.5~2	3~5.4
质 量(t)	9.14	10.5	7.2	14
图 号	CKB8	通用CJ-986	CJ-1044	排5~4
资料来源	长沙有色冶金设计研究院	同 左	本 矿	本 矿

12.2.3 泥浆泵清仓排泥

这种清仓排泥方式系统比较简单, 操作方便, 但备品备件用量较多, 维护检修量较大。由于当前受泥浆泵品种规格所限, 故目前尚仅适用于开采深度浅、泥砂质软而且排泥量不很大的矿山。

目前油隔离泥浆泵已在我国矿山使用, 我国生产的油隔离泥浆泵已系列化和标准化, 这为矿山使用泥浆泵清仓排泥创造了有利条件。

泥浆泵安设在专门的硐室内, 并设有0.5~1小时排泥量的泥浆池。泥浆池应有机械搅拌或高压水或高压风吹冲, 以防泥浆沉淀。

焦家金矿Ⅱ期设计采用了这种清仓排泥方式, 三台或四台泵串联排至采场或排至地表,

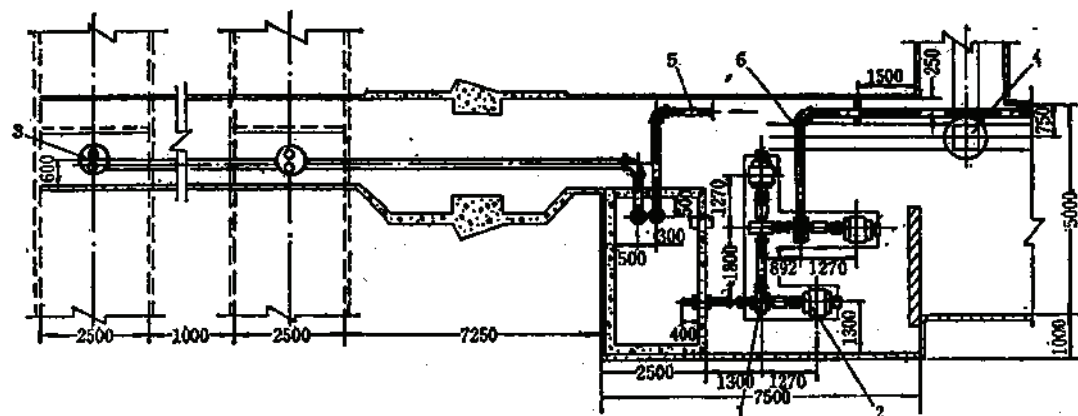


图 1-12-25 焦家金矿泥浆泵站配置图

1—3/2D-HH泥浆泵; 2—Y250M-4电动机; 3—80WQ2D潜水污泵; 4—转盘; 5—注水管; 6—排泥管

DP型潜没式泥浆泵规格性能参数 表 1-12-22

型 号	口径 (mm)	扬程 (m)	扬水量 (m ³ /h)	物 径 (mm)	电机功率 (kW)	电机极数	质量 (kg)
DP-15	100	15	90	35	11	6	470
DP-15B	150	8	192	60	11	6	510
DP-20	100	20	90	35	15	6	550
DP-20B	150	10	192	60	15	6	540
DP-30	100	30	90	35	22	6	750
DP-30B	150	15	192	60	22	6	730
DP-50	150	25	192	60	37	6	950
DP-50B	200	15	360	60	37	6	970
DP-100B	200	30	360	60	75	8	2200
DP-100BL	250	15	720	100	75	8	2700
DP-150	200	40	390	120	110	10	3500
DP-150B	250	22	720	120	110	10	3500

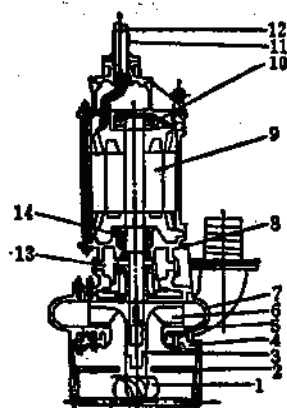


图 1-12-26 DP型潜没式泥浆泵结构图

1—绞刀; 2—滤网; 3—叶轮螺母; 4—吸入盖; 5—叶轮; 6—叶轮; 7—泵壳; 8—下盖; 9—电动机; 10—上盖; 11—电缆套管; 12—橡皮电缆; 13—油腔; 14—轴承

其泥浆泵站配置见图1-12-25。国内外有些矿山用泥浆泵直接将主沉淀池或竖流式沉淀池的泥浆排至采场或地表,如图1-12-11所示。

法国洛林铁矿使用一种DP型潜没式泥浆泵,如图1-12-26所示,这种泥浆泵是由日本东洋电机工业所制造。DP型泵的性能见表1-12-22。

12.2.4 铲运机清仓排泥

此种清仓排泥方式简单,机动灵活。一般用来清理沉淀池和水仓的泥砂,它把沉淀池或水仓内经过一定时间沉淀稍干的泥砂,挖掘运至采矿场中,或者堆放于废巷道内,或在废巷道内进一步干燥,然后再运至采矿场或地表。三山岛金矿设计采用了这种清仓排泥方式(如图1-12-6所示)。

12.2.5 其它机具排泥

除前述几种排泥方式之外,还有采用泥砂车配合竖流式沉淀池排泥,或装在箕斗内的橡皮袋配合泥浆泵排泥等方式。前者泥砂车运至充填采场,泥砂由车箱底软管放出;后者由箕斗提升至地表排出,这两种排泥方式在国外矿山均有采用,如加拿大DOME金矿和STRATHCONA矿分别使用上述两种排泥方式。

目前国外刚开始使用一种胶轮自行式的泥砂清理车来清理沉淀池、水仓和水沟中的泥砂。它是利用车上的吸管将泥砂吸入送到车箱内,而后自行运至充填采矿场或其它地方排出。泥砂清理车吸高可达5m左右,清理泥砂粒度可在40mm以下。

12.3 密闭泥仓

12.3.1 密闭泥仓的形式

密闭泥仓有岩石巷道泥仓和钢制泥仓(罐)两种。目前已使用巷道泥仓的矿山有凡口铅锌矿、牟定铜矿、大姚铜矿、新城金矿、抚顺老虎台煤矿等;使用钢制泥仓(罐)的有大厂锡矿、湘潭锰矿、焦家金矿、抚顺龙凤矿、阜新五龙矿等。围岩坚硬、稳固性好的矿山使用巷道泥仓较为有利。岩石巷道泥仓为防止排泥时产生高压漏水,往往采用混凝土支护或衬钢板,支护施工质量要求严格,如焦家金矿设计采用混凝土支护的巷道泥仓,由于施工质量未达到要求、试压时产生高压漏水,而改为在巷道泥仓内加钢制密闭泥罐。钢制泥仓(罐)钢材消耗量大,目前一般用在“U”形管清仓排泥系统。

密闭泥仓是采用密闭泥仓排泥系统的最关键部位之一,故对其形式、支护方法和支护质量等要认真给予考虑和重视。密闭泥仓应做成45°的斜坡,其容积根据具体要求决定。密闭泥仓的结构如图1-12-27,图1-12-28所示。

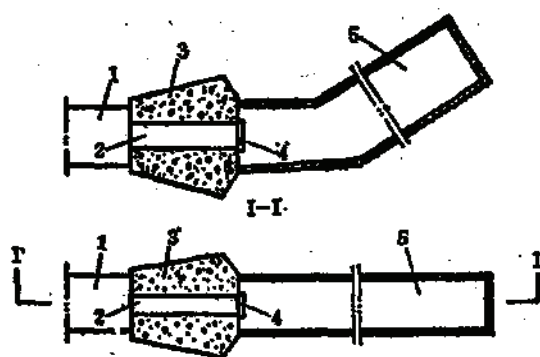


图 1-12-27 密闭泥仓的结构

1—闸阀操作联络室;2—通道;3—密闭墙;
4—密闭门;5—泥仓

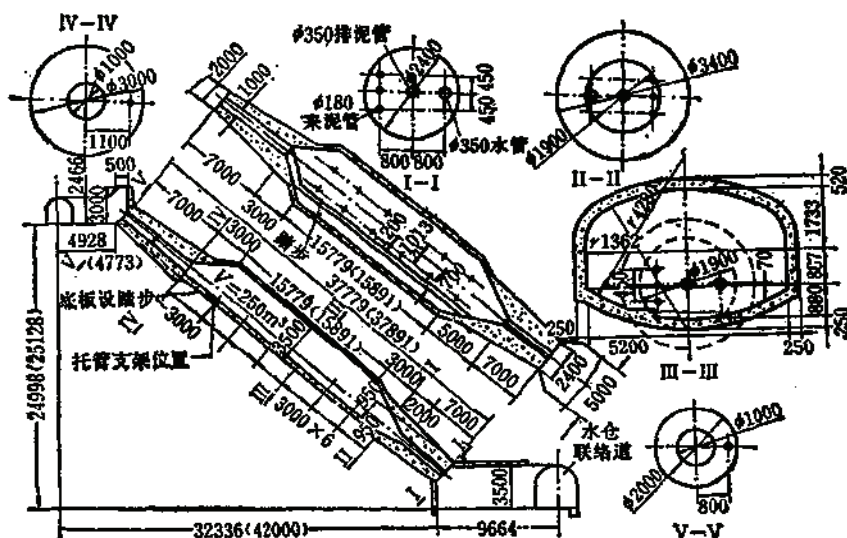


图 1-12-28 抚顺老虎台矿-580水平密闭泥仓

12.3.2 密闭泥仓最小容积确定

密闭泥仓容积与要求的生产能力和泥仓的工作周期有关。一般按下式确定密闭泥仓的最小容积 $V_{\min}$ (m^3)

$$V_{\min} = \frac{A'T}{60K} \quad (1-12-24)$$

$$A' = \frac{Q}{NT_1}$$

式中 A' ——要求的生产能力, m^3/h ;

Q ——每日排泥量, m^3/d ;

N ——排泥日工作班数, 一般1~2班;

T_1 ——每班排泥工作时间, 一般为6h;

T ——泥仓排泥一循环工作时间, h;

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$$

t_1 ——向密闭泥仓送泥时间, min;

t_2 ——泥仓排泥时间, min;

t_3 ——泥仓放出清水时间, min;

t_4 ——水系送水时间, min;

t_5 ——开关阀门时间, min;

K ——泥仓装满系数, 一般取0.9~0.95。

15 m^3 钢制泥仓, 一循环工作时间 T 约为12min, 250 m^3 混凝土支护的巷道泥仓, 一循环工作时间约为184min。有的矿山为了缩短循环周期, 提高效率, 设置两个泥仓平行作业, 平均排泥时间可缩短三分之一以上。

12.3.3 密闭泥仓的生产能力

密闭泥仓的生产能力 A (m^3/h)按下式计算

$$A = \frac{Q_1}{T} \quad (1-12-25)$$

$$Q = V_{\min} K$$

式中 Q_1 ——泥仓一次排泥量, m^3 ;
 $V_{\min}$ ——密闭泥仓最小容积, m^3 ;
 K ——泥仓装满系数, 取0.9~0.95。

12.3.4 密闭门及密闭泥仓内管道布置

泥仓密闭门要具有耐高压、密闭严密、操作方便和质量轻等性能, 有时还要有防腐性。常见的密闭门有方形和圆形两种, 参见图1-12-29, 图1-12-30, 图1-12-31。经矿山使用, 方形密闭门效果较好, 而其操作手轮直径为600mm时启闭较为轻便。

泥仓密闭门规格

表 1-12-23

名 称	规 格 (mm)	耐 压 (MPa)	质 量 (kg)	图 号	资 料 来 源
方形密闭门	860×860	1.5	184.9	13021	北京有色冶金设计研究总院
方形密闭门	940×940	1.7	161.46	凡口CJ-17-8	长沙有色冶金设计研究院
方形密闭门	700×700	—	—	TK0506	昆明有色冶金设计研究院
圆形密闭门	796×170	3	—	凡口CJ-17-13	长沙有色冶金设计研究院

施工时, 必须首先将加工好的密闭门运入密闭泥仓后, 方可封堵浇灌密闭墙。密闭门规格见表1-12-23。

密闭泥仓内管道的布置如图1-12-32, 图1-12-33, 图1-12-34所示。

所有管路及闸阀等管件均要求不漏气, 不漏水, 放气管和放泥水管都要接到外部水沟, 并应配有相应的压力表。

放气管起着放出泥仓内空气和检查是否满仓的作用, 常用管径为50~100mm; 送泥管管径一般与送泥设备或设施(压气罐、喷射泵、喂泥仓)的排泥管一致, 常用100~150mm; 泥仓排泥可利用主排水管进行; 若用单独排泥管排泥, 则排泥管管径根据排泥量和排泥的水泵容量等来考虑; 放渣管用来放出剩余水及残留物, 可与压气管或压力水管相接, 以便于清洗放渣管, 常用管径100~125mm。

密闭泥仓工作过程: 先打开放气管及排泥设施的送泥管, 关闭其它管道, 利用排泥设施将沉淀池或水仓内的泥砂送进泥仓, 直到放气管流出泥浆水, 即表示泥仓已基本装满,

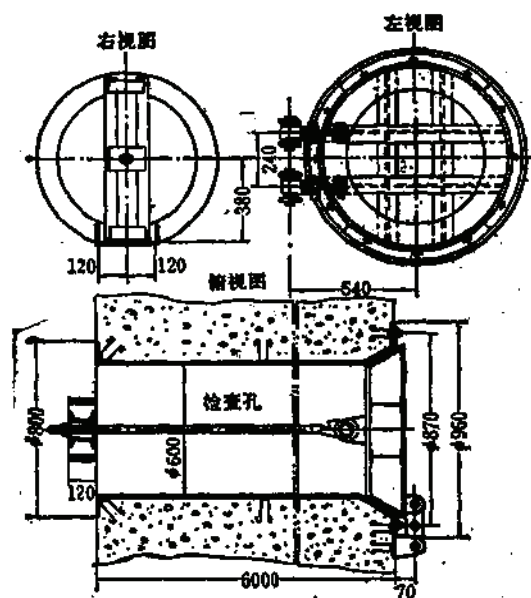


图 1-12-29 圆形密闭门结构图

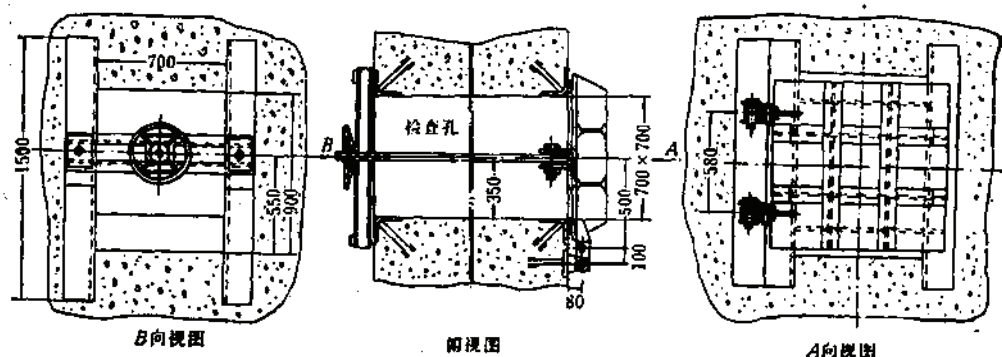


图 1-12-30 方形密闭门结构图之一

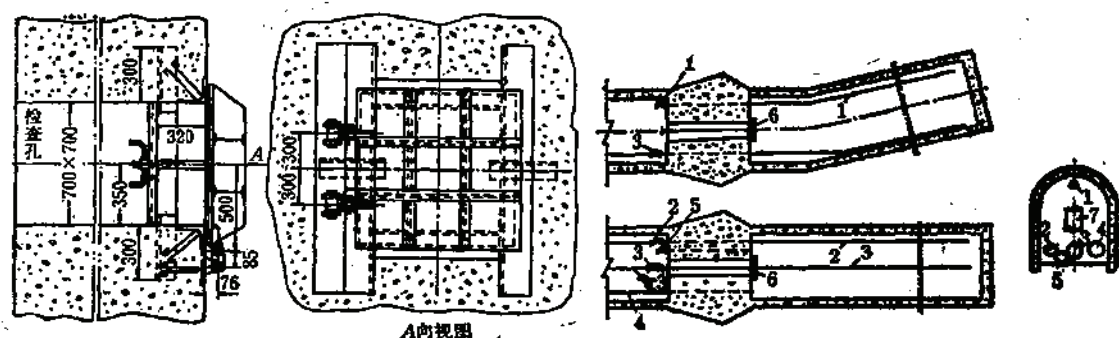


图 1-12-31 方形密闭门结构图之二

图 1-12-32 密闭泥仓布置示意图(一)

1—放气管; 2—压气罐送泥管; 3、3'—高压水管及闸阀; 4—排泥管; 5—放渣管; 6—密闭门; 7—检查孔

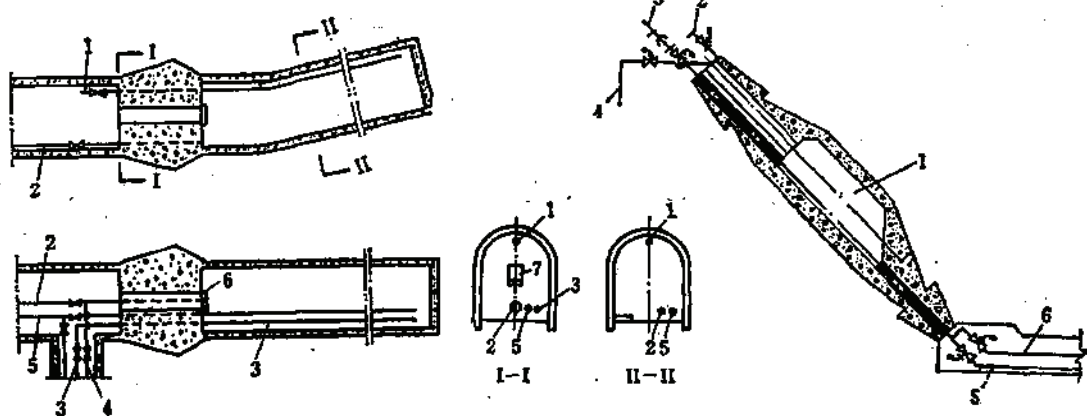


图 1-12-33 密闭泥仓布置示意图(二)

1—放气、水管; 2—排泥管; 3—喷射泵或压气罐送泥管; 4—放泥水管(至水仓); 5—高压水管; 6—密闭门; 7—检查孔

图 1-12-34 密闭泥仓布置示意图(三)

1—密闭泥仓; 2—放气管; 3—压气罐或吸泥仓送泥管; 4—高压水管; 5—排泥管; 6—放渣管

此时关闭放气管和送泥管,打开通泥仓的压力水管闸阀,启动排水泵,压力水即经高压水管进泥仓。在高压水作用下泥浆稀释并被推带出去,再经排泥管直接排至地表,或再经排泥管进入排水系统的排水管排至地表。当压力表逐渐下降至排清水的压力时,即表示泥仓内泥浆已排净,此时即可关闭压力水与排泥管,打开放气管及放渣管,放出泥仓内清水,清水放完后即进行下一循环。

12.4 高压水排泥的水泵选择计算

喷射泵和压气罐配合密闭泥仓高压水排泥时,水泵的选择除考虑正常排水之外,还应考虑排泥的需要。

12.4.1 水泵扬程

12.4.1.1 初定扬程 H_0 (m)

$$H_0 = KH_0 \frac{\rho_n}{1000} \quad (12-26)$$

式中 K ——扬程损失系数,对于竖井 $K=1.1$,对于斜井 $K=1.2\sim 1.35$ (倾角大取小值);
 ρ_n ——泥浆密度, kg/m^3 , 通常为 $1150\sim 1300\text{kg/m}^3$;
 H_0 ——垂直高度, m。

根据 H_0 和所要求的排水能力初选水泵,确定其扬程(m)和其流量(m^3/h)。

12.4.1.2 所需扬程 H (m)

$$H = H_1 + H_2 + H_3 + H_4 + H_5 \quad (12-27)$$

$$H_1 = h_1 + h_2 + h_3 + h_4$$

式中 H_1 ——管路中的扬程损失, m;

h_1 ——直管中的损失, $h_1 = \lambda \frac{L_1}{d_1} \frac{v^2}{2g}$, m;

h_2 ——弯头局部阻力损失, $h_2 = e_2 n_2 \frac{v^2}{2g}$, m;

h_3 ——闸阀局部阻力损失, $h_3 = e_3 n_3 \frac{v^2}{2g}$, m;

h_4 ——逆止阀局部阻力损失, $h_4 = e_4 n_4 \frac{v^2}{2g}$, m;

L_1 ——直管长度, m;

v ——流速, 一般为 $1.5\sim 2.5\text{m/s}$;

g ——重力加速度, 9.81m/s^2 ;

d_1 ——管径, m;

n_2, n_3, n_4 ——分别为弯头、闸阀、逆止阀的数量;

e_2, e_3, e_4 ——分别为弯头、闸阀、逆止阀的局部阻力系数, 查第十一章表1-11-14;

λ ——水与管道的摩擦阻力系数, 见第十一章11.2.2.7;

H_2 ——排泥总高度, $H_2 = H_0 \frac{\rho_n}{\rho_0}$, m;

H_g ——水泵中心至地面扬送最高点之差, m;

ρ_s ——泥浆密度, kg/m³;

ρ_w ——水的密度, kg/m³;

H_s ——密闭泥仓中的压力损失, 根据抚顺老虎台煤矿的多次测定, 当流量在3.9~7.2m³/min范围时为0.03~0.06MPa, 计算时可取10~15m;

H_a ——吸水管中损失, 一般取2~3m水柱;

H_r ——水泵剩余压头, 一般取3~5m水柱。

12.4.2 水泵电动机功率

12.4.2.1 水泵轴功率 N_2 (W)

$$N_2 = \frac{\rho_w g Q H}{3600 \times 1000 \eta} \quad (1-12-28)$$

式中 ρ_w ——水的密度, kg/m³;

Q ——流量, m³/h;

H ——扬程, m;

η ——水泵效率, 一般为0.6~0.8(可查水泵样本)。

12.4.2.2 电动机容量 N_d (W)

$$N_d = K \frac{N_2}{\eta_0} \quad (1-12-29)$$

式中 K ——备用系数, 1.1~1.2;

η_0 ——传动效率, 0.95~0.98。

M、AH、HH型渣浆泵主要性能

表 1-12-24

型 号	出 水 口 径 (mm)	材 质		清 水 性 能		转 数 (r/min)	最 高 效 率 (%)	允许配带 最大功率 (kW)	工作部 参考价 (元)	制 造 厂
		护套	叶轮	流 量 (m³/h)	扬 程 (m)					
1½/1B-AH	25	M	M	12.6~28.8	6~68	1200~3800	40	15	3200	石 家 庄 水 泵 厂
		RU	RU	10.8~25.2	7~52	1400~3400	35			
1½/1C-HH	25	M	M	16.2~34.2	25~92	1400~2200	20	30		
2/1½B-AH	40	M	M	32.4~72	6~58	1200~3200	45	15	4200	
		RU	RU	25.2~54	5.5~41	1000~2600	50			
3/2C-AH	50	M	M	39.6~86.4	12~64	1300~2700	55	30		
		RU	RU	36~75.6	13~39	1300~2100				
3/2D-HH	50	M	M	68.4~136.8	25~87	850~1400	47	60	7800	
4/3C-AH	75	M	M	86.4~198	9~52	1000~2200	71	30	4500	
4/3D-AH								60		
4/3C-AH	75	RU	RU	79.2~180	5~34.5	800~1800	59	30		
4/3D-AH								60		
4/3E-HH	75	M	M	126~252	12~97	600~1400	50	120		

续表

型 号	出 水 口 径 (mm)	材 质		清 水 性 能		转 数 (r/min)	最 高 效 率 (%)	允许配带 最大功率 (kW)	工作部 参考价 (元)	制 造 厂
		护套	叶轮	流 量 (m ³ /h)	扬 程 (m)					
6/4D-AH	100	M	M	162~360	12~56	800~1550	65	60	8100	石 家 庄 水 泵 厂
6/4E-AH								120	9950	
6/4E-AH	100	M	M	180~396	7~61	600~1600	55	120		
6/4D-AH	100	RU	RU	144~324	12~45	800~1350	65	60	5400	
6/4E-AH								120		
6/4S-HH	100	M	M	324~720	30~118	600~1000	64	560		
6S-H	150	M	M	468~1008	20~94	500~1000	65	560		
8/6E-AH	150	M	M	360~828	10~61	500~1140	72	120	16800	
8/6R-AH								300		
8/6E-AH	150	RU	RU	324~720	7~49	400~1000	65	120		
8/6R-AH								300		
8/6R-AH	150	M	M	360~828	7~52	400~1000	70	300		
8/6T-HH	150	M	M	576~1152	32~95	450~725	65	1200		
10/8E-M	200	M	M	666~1440	14~60	600~1100	73	120	18300	
10/8R-M								300		
10/8E-M	200	RU	RU	540~1188	10~42	500~900	79	120		
10/8R-M								300		
10/8ST-AH	200	M	M	612~1368	11~61	480~850	71	560	40500	
		RU	RU	540~1188	12~50	400~750	76			
12/10ST-AH	250	M	M	936~1980	7~68	300~800	82	560	45000	
		M	RU	720~1620	7~45	300~650	80			
14/12ST-AH	300	M	M	1260~2772	13~63	300~600	77	560	53700	
		RU	RU	1152~2520	13~44	300~500	79			
16/14ST-AH	350	M或 RU	M	1368~3060	11~63	250~550	79	560		
16/14TU-AH								1200		
18/16ST-AH	400	M	M	2160~5040	8~66	200~500	80	560		
18/16TU-AH								1200		
20/18TU-AH	450	M	M	2520~5400	13~57	200~400	85	1200		

注: 1. RU代表橡胶材料, M代表合金耐磨材料。

2. 推荐流量范围为 $50\%Q' \leq Q \leq 110\%Q'$ (Q' —相应于最高效率点流量)。

3. HH—高扬程潜水泵, M、AH—潜水泵, ST—托架型式。

广州重机厂YNB型油隔离泥浆泵主要性能

表 1-12-25

泵 性 能			流 量 (m ³ /h)				
			200	180	125	100	80
压 力 (MPa)	1.96	缸径×行程×缸数 (mm)	250×450×2	225×450×2	200×450×2	200×350×2	180×350×2
		冲 次(min ⁻¹)	45	45	45	50	50
		电 转 数(r/min)	585	585	585	585	585
		功 率(kW)	155	130	115	95	80
		型 号	JS137-10 JR137-10	JS128-10 JR128-10	JS127-10 JR127-10	JS126-10 JR126-10	JS125-10 JR125-10
	3.92	缸径×行程×缸数 (mm)	250×450×2	225×450×2	200×450×2	200×350×2	180×350×2
		冲 次(min ⁻¹)	45	45	45	50	50
		电 转 数(r/min)	590	590	585	585	585
		功 率(kW)	310	260	200	180	130
		型 号	JSQ158-10 JRQ158-10	JSQ157-10 JRQ157-10	JSQ147-10 JRQ147-10	JS138-10 JR138-10	JS128-10 JR128-10
	7.95	缸径×行程×缸数 (mm)	250×450×2	225×450×2	200×450×2	200×350×2	180×350×2
		冲 次(min ⁻¹)	45	45	45	50	50
		电 转 数(r/min)	592	590	590	590	590
		功 率(kW)	630	480	400	310	260
		型 号	YR118/44-10	JSQ1512-10 JRQ1512-10	JSQ1510-10 JRQ1510-10	JSQ158-10 JRQ158-10	JSQ157-10 JRQ157-10

大连523厂YJB型油隔离泥浆泵主要性能

表 1-12-26

型 号	油缸直径×冲程	排出压力	冲 次	流 量	轴功率	电 动 机		质量	参考
	×油 缸 数 目	(MPa)	(min ⁻¹)	(m ³ /h)	(kW)	型 号	功率 (kW)	(t)	价格 (万元)
YJB-80/25	170×330×2	2.45	35	50	43	JR117-10	65	10.5	12
			40	60	51				
			45	70	60	JR117-8	80		
			50	80	68				
YJB-120/25	180×330×2		55	90	77	JR125-8	95		
			60	100	85				

续表

型 号	油缸直径×冲程	排出压力	冲 次	流 量	轴功率	电 动 机		质量 (t)	参考 价格 (万元)
	×油缸数目	(MPa)	(min ⁻¹)	(m ³ /h)	(kW)	型 号	功率 (kW)		
YJB-120/25	200×330×2	2.45	55	110	94	JR126-8	110	11.5	12
			60	120	102				
YJB-70/40	170×350×2	3.92	40	50	68	JR127-10	115	17	15
			45	60	82				
			50	70	95				
YJB-100/40	200×460×2		40	80	109	JR137-10	155	17.2	
			45	90	123				
			50	100	136				
YJB-160/40	210×460×2		40	120	163	JR147-8	200	25	23
			45	140	191	JR148-8	240		
			50	160	218				
YJB-200/40	230×460×2		45	180	245	JR1410-8	280	25.8	25
			50	200	272	JR157-8	320		
YJB-80/60	150×460×2	5.88	40	60	123	JR147-8	200	23.6	25
			45	70	143				
			50	80	163				
YJB-100/60	170×460×2		40	80	163	JR148-8	240	23.8	
			45	90	184				
			50	100	204				
YJB-120/60	190×460×2		40	100	204	JR1410-8	280	24.1	
			45	110	224				
			50	120	245	JR157-8	320	24.6	

兰州通用机械厂油隔离泥浆泵主要性能

表 1-12-27

项 目	YGB40	YGB-60	项 目	YGB40	YGB-60
额定压力(MPa)	3.92	5.88	电 压(V)	380	3000
额定流量(m ³ /h)	108	108	转 数(r/min)	590	590
活塞直径(mm)	200	200	控 制 器	自偶减压启动器	高压综合启动器
冲 程(mm)	350	350	吸入管径(mm)	200	200
冲 次(min ⁻¹)	50	50	排出管径(mm)	135	135
电动机			外形尺寸(mm)	8433×2365×2300	8650×2430×2350
型 号	JS138-10	JS148-10	总 重(kg)	18200	20000
功 率(kW)	180	230			

注: 1. 输送粒度一般应小于1mm, 允许最大粒度5mm(通过量只为质量浓度的1%)。

 2. 泵的额定流量为108m³/h, 在低浓度下最大流量可达120m³/h。

本溪水泵厂生产的油隔离泥浆泵系列

表 1-12-28

型 号	流 量 (m ³ /h)	压力 (MPa)	冲 次 (min ⁻¹)	行程 (mm)	活塞直径 (mm)	介质最高温度 (°C)	功 率 (kW)	电机型号	泵质量 (kg)	参考价格 (元)
2DGN-120/16	120	1.57	60	320	200	79	75~25	JZS-101	8913	108605
2DGN-120-25	120	2.45	60	330	200	30	115	JR127-10	10783	94875
2DGN-80/40	30~24	3.92	50~40	300	135	100	55	JR116-10		72000
2DGN-60/40	60~48	3.92	50~40	300	165	100	100	JR128-10		
2DGN-80/40	80~64	3.92	50~40	350	180	100	145	JR137-10		
2DGN-100/40	100~80	3.92	50~40	350	196	100	180	JR138-10		
2DGN-120/40	120~96	3.92	50~40	350	210	100	180	JR138-10		
2DGN-160/40	160~128	3.92	50~40	440	210	100	260	JR157-10		
2DGN-200/40	200~160	3.92	50~40	440	240	100	310	JR158-10		
2DGN-250/40	250~200	3.92	50~40	440	285	100	350	JR158-10		
2DGN-320/40	320~255	3.92	50~40	440	300	100	480	JR1512-10		
2DGN-30/80	30~24	7.85	50~40	300	135	100	100	JR128-10		
2DGN-60/80	60~48	7.85	50~40	300	165	100	230	JR148-10		
2DGN-80/80	80~64	7.85	50~40	350	180	100	260	JR157-10		
2DGN-100/80	100~80	7.85	50~40	400	190	100	310	JR158-10		
2DGN-120/80	120~100	7.85	50~40	440	190	100	350	JR158-10		
2DGN-160/80	160~128	7.85	50~40	440	210	100	480	JR1512-10		
2DGN-30/120	30~24	11.8	50~40	300	135	100	145	JR137-10		
2DGN-60/120	60~48	11.8	50~40	300	165	100	310	JR158-10		
2DGN-80/120	80~64	11.8	50~40	320	175	100	430	JR1510-10		
2DGN-30/160	30~24	15.7	50~40	300	135	100	180	JR138-10		
2DGN-60/160	60~48	15.7	50~40	400	150	100	430	JR1500-10		
2DGN-30/25	30	2.45	60	210	125	100	30~10	JZS2-81		43200

PN 型二极管主要性能

表 1-12-29

型 号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	联接 形式	转数 (r/min)	吸程 (m)	叶轮 直径 (mm)	效率 (%)	轴功率 (kW)	电 动 机		泵质量 (kg)	成 套 参考价 (元)	制 造 厂
									型 号	功率 (kW)			
1PN	7.2	14	直	1430		268	21	1.3	Y100L ₁ -4	3	120	725	石家庄 水泵厂
	12	13					30	1.41					
	16	12					35	1.5					
2PN (2PNL)	30	22	直	1450		265	33	5.45	Y160M-4 (B ₃)Y160M-4	11	150 (253)	1227 (1476)	石家庄 水泵厂
	47	19					39	6.25					
	58	17					39	6.9					
3PN (3PNL)	54	26	直	1470		300	32	12	Y180L-4 (v ₁)Y180L-4	22	450	1921 (2028)	石家庄 水泵厂
	108	21					42	14.7					
	161	16					37	16.7					
4PN ₍₁₎	41.6	51	直	1470	4.5	380	23	25	Y250S-4	55	1000	5254	石家庄 水泵厂
	80	50				36	30.2						
	111	49				44.5	33.3						
	52	51	直	1480	4.5	380	26	28	Y280S-4	75	1000	5666	石家庄 水泵厂
	100	50				37	36.9						
	138	49				47	39.1						

续表

型 号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	联接 形式	转速 (r/min)	吸程 (m)	叶轮 直径 (mm)	效率 (%)	轴功率 (kW)	电 动 机		泵质量 (kg)	成 套 参考价 (元)	制 造 厂
									型 号	功率 (kW)			
4PN	100	41	直	1470	5.5	340	46	24.3	Y250M-4	55	1000	6254	石家庄 水泵厂
	150	39					55	29					
	200	37					61	33.1					
8PN	450	65	直	980	3.5	685	57	140	JS128-6	215	4000	16180	石家庄 水泵厂
	550	63					61	155					
	600	62					63	160.7					
10PN	768	91.8	直	980		750	44		JSQ1512-6	780 6 千伏	4600	42086	石家庄 水泵厂
	1030	88					50.5	780					
	1290	85					59.7						
250PN ₍₁₎	585	51	直						JSQ157-10	280 6 千伏		54791	石家庄 水泵厂
	770	49											
	1100	46.5											
	775	77	直						JSQ1510-8	475 6 千伏		58489	石家庄 水泵厂
	1040	75											
	1325	73.5											
	780	91	直						JSQ1512-8	570 6 千伏		61486	石家庄 水泵厂
	1040	90											
	1430	85											
250PN ₍₂₎	585	51	直						JSQ157-10	280 6 千伏		61292	石家庄 水泵厂
	770	49											
	1100	46.5											
	775	77	直						JSQ1510-8	475 6 千伏		64989	石家庄 水泵厂
	1040	75											
	1325	73.5											
	780	91	直						JSQ1512-8	570 6 千伏		67986	石家庄 水泵厂
	1040	90											
	1430	85											

PNJ 型胶泵主要性能

表 1-12-30

型 号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	联接 形式	转速 (r/min)	叶轮 直径 (mm)	效率 (%)	轴功率 (kW)	电 动 机		泵质量 (kg)	成 套 参考价 (元)	制 造 厂
								型 号	功率 (kW)			
25PNJ (25PNJF)	12	14	直	1470				Y100L ₂ -4	3		1165 (1305)	石家庄 水泵厂
	15	13										
	18	11.5										
2PNJB (2PNJFB)	27	22	直	1470	277	30	5.4	Y160M-4	11	400	2378 (3236)	石家庄 水泵厂
	40	21				37	6.1					
	50	19				40	6.5					

续表

型 号	流 量 (m³/h)	扬 程 (m)	联 接 形式	转 数 (r/min)	叶 轮 直 径 (mm)	效 率 (%)	轴 功 率 (kW)	电 动 机		泵 质 量 (kg)	成 套 参 考 价 (元)	制 造 厂
								型 号	功 率 (kW)			
2PNJB (2PNJFB)	27	40	间	1900	277	28	10.5	Y180M-4	18.5	400	2613 (3473)	石家庄 水泵厂
	40	38				35	11.8					
	50	38				40	12.7					
4PNJA (4PNJFA)	95	43	直	1470	360	44	25.3	Y250M-4	55	460	4454 (5554)	石家庄 水泵厂
	130	41				50	29					
	160	40				56	31.1					
	80	30.5	间	1230	360	44	15.1	Y200L-4	30	460	3682 (4882)	石家庄 水泵厂
	110	28.5				50	17.1					
	136	28				57	18.2					
6PNJB (6PNJFB)	250	38	直	980	490	58	44.6	Y315S-6	75	1070	8820 (9720)	石家庄 水泵厂
	300	37				60	50.4					
	350	35				62	53.8					
	400	33				60	59.8					

注: PNJB(A)胶泵和PNJFB(A)耐酸胶泵外形,性能相同,只选用的材质不同。它们都具有付叶轮和填料两种不同的轴封结构,采用付叶轮轴封结构时,进口灌注高度不得超过5m水柱。

PS型砂泵主要性能

表 1-12-31

型 号	流 量 (m³/h)	扬 程 (m)	联 接 形式	转 数 (r/min)	叶 轮 直 径 (mm)	效 率 (%)	轴 功 率 (kW)	电 动 机		泵 质 量 (kg)	成 套 参 考 价 (元)	制 造 厂
								型 号	功 率 (kW)			
1/2PS	30	35	间	1800	280	27	10.6	Y180L-4	22	310	2024	石家庄 水泵厂
	50	34.5				42	31.2					
	60	34				47	11.8					
	70	33				50	12.6					
	50	23.5	直	1460	280	30	6.4	Y160L-4	15	310	1818	石家庄 水泵厂
	50	23				44.5	7.04					
4PS	60	22				48	7.5					
	70	21				50	8					
	90	37	直	1470	365	40	22.7	Y250M-4	55	610	3754	石家庄 水泵厂
	120	36.5				50	23.8					
	140	36				54	25.4					
	160	35.5				57	27.1					
	90	25	间	1200	365	44	13.95	Y200L-4	30	610	2982	石家庄 水泵厂
	120	24				52	15.1					
5PS	140	23				53	16.55					
	160	21				54	16.9					
	180	29	直	980	470	50	28.4	Y280M-6	55	980	6175	石家庄 水泵厂
	240	28				55	33.4					
	280	26.5				60	33.8					
	320	25				62	35.2					
	180	36	间	1080	470	50	35.3	Y280S-4	75	980	5866	石家庄 水泵厂
	240	35				55	41.6					
	280	33				60	42					
	320	31				62	43.6					

PSJ 胶泵主要性能

表 1-12-32

型 号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	联接形式	转 数 (r/min)	吸程 (m)	叶 轮 直 径 (mm)	效率 (%)	轴功率 (kW)	电 动 机		泵质量 (kg)	成 套 参考价 (元)	制 造 厂
									型 号	功 率 (kW)			
3PSJ	450	35	间	960		531	61	70.3	JS117-6	115	1900	10835	石 家 庄 水 泵 厂
	594	30					62	78.4					
	704	28					63.5	84.5					
	535	25	间	870		531	62	58.7	Y315S-6	75	1900	10320	石家庄水泵厂
10PSJ	700	43	直	980	4	570	51	164.5	JSQ148-6	310 6 千瓦		34478	石 家 庄 水 泵 厂
	1000	40					61	178.5					
	1250	35					60	198					

PH 型灰砂泵主要性能

表 1-12-33

型 号	流量 (m ³ /h)	扬程 (m)	联接形式	转 数 (r/min)	吸程 (m)	叶 轮 直 径 (mm)	效率 (%)	轴功率 (kW)	电 动 机		泵质量 (kg)	成 套 参考价 (元)	制 造 厂
									型 号	功 率 (kW)			
4PH	100	41	直	1470	5.5	340	46	24.3	Y225M-4	45	1000	4894	石 家 庄 水 泵 厂
	160	39					55	29					
	200	37					61	33.1					
4PH-60	140	61	直	1470	5	410	46	51.8	Y280S-4	75	1000	6266	石 家 庄 水 泵 厂
	180	60					53	55.5					
	220	59					58	61					
6PH	350	82	直	1480	5.3	420	55	107.4	JS116-4	155	1200	10326	石 家 庄 水 泵 厂
	400	80					58	112.5					
	450	88					59	120.5					
	550	84					60	135					
	330	48	直	1480	5.3	375	55	78.5	JS114-4	115	1200	9811	石 家 庄 水 泵 厂
	400	47					58	85.3					
	480	45					60	93					
8PH	450	85	直	980	3.5	635	57	140	JS127-6	135	4000	15768	石 家 庄 水 泵 厂
	550	83					61	155					
	600	82					63	160.7					

注：表1-12-24~表1-12-33中参考价系1985年6月以前厂家提供的。

第十三章 胶结充填料搅拌站

编写单位 长沙有色冶金设计研究院

编写人 刘蒙仙

13.1 概 述

充填料搅拌站是胶结充填法矿山的重要生产环节。它的任务是将供来的骨料（通常为尾砂、人造砂、河砂或碎石等）和胶凝材料（通常为水泥，或少量尚属试验性的水泥代用品，如磨碎鼓风炉渣等）按预定的比例及需要量，加水制成既满足胶结强度和输送量，又适用于所选定的输送方式（多数为水力管道输送；当为粗骨料时，则以采用机械输送为主）的尽可能高的浓度的混合浆料。尚有个别矿山，进行了在搅拌充填料中加絮凝剂的试验。

地下充填用搅拌站与一般建筑用混凝土搅拌站相比，有其特点。其一，由于采场各处充填强度要求不一，因而灰砂比的变化范围较大，通常为1:5~1:30左右。而且不少矿山还有不加水泥的非胶结充填与胶结充填的交替使用，这就要求搅拌站有适应胶凝材料添加量变化范围大的设备能力和相应的计量设施。其二，由于充填采矿法在充填前的井下准备工作繁杂，而在充填过程中，中断充填工作的因素又较多，故实施充填的节奏性不强。因而要求搅拌站能适应井下要求，随时可投入运转，也随时可停止向地下供料。其三是由于地下充填点的移动性和分散性，和考虑向搅拌站的供料条件，因而要求搅拌站的站址要能近期、远期结合。必要时，可考虑分散建站，实行分散与集中相结合的方案。其四，由于地下充填点是大范围的立体分布，且山区的地形，地质条件都较复杂，而搅拌站既要尽可能应用管道或钻孔自流将充填混合料送入充填点，又要避免过长管路输送中的混合物离析、充填倍线过长等不利因素，且还要考虑工程地质条件，减少环境污染等。

一些矿山搅拌站的实际年工作日

表 1-13-1

所属矿山名称	主要充填采矿法	年工作日	日工作班	班工作小时
金川镍矿二矿东部	下向分层充填	100~120	3	
红透山铜矿	分层及回填老采区	290~330	3	5.5
新城金矿	上向分层充填	330	3	2.3~4
焦家金矿	上向分层充填	330	3	2~5
铜录山铜矿	炉渣分层及胶面充填	充填72~117 胶面52~66	3	充填5.8, 胶面4.15
凡口铅锌矿	上向分层及少数事后充填	100~120	2	

因而搅拌站可能建在地表（这是首先要考虑的）或半地下式。在不得已时，也可建全地下式，或地上与地下相结合的方案，即水泥在地面制成浆后送到地下，在地下与骨料混合后送往采场。其五是由于充填采矿法中采充顺序和充填目的的不同，具有相同年总充填量的矿山，其要求的小时充填能力并不一定相同。相似条件的充填搅拌站，其实际的年工作日可以相差较大，

表1-13-1列出一些矿山搅拌站的实际年工作日。

由上表可以得出结论：搅拌站的能力有的可以是年充填总量的日平均值，有的却应大于日平均值的2倍。

搅拌站的工艺及其布置形式分类

表 1-13-2

按出站产品 分 类	混 凝 土		高 浓 度 浆 体 $C_m \geq 75\%$		常 规 浓 度 浆 体 $C_m = 60 \sim 75\%$			
按所用主要 设施分类	连续式	间歇式	池式干砂仓	浅筒形脱水砂仓	卧式砂仓	立式砂仓	池式砂仓	浅筒形脱水砂仓
按料进槽 拌设备的 状态分类	干 式		干 式 80%以上浓度 浆状加干砂		浆 状 浆状加干水泥			
按 混 料 方式分类	喷 射 式 混 浆 机 搅 拌 机		高浓度搅拌机		搅 拌 槽 混 合 器 流动混合			
按站的布置 方式分类	地面集中式 地下集中式 半地下式 地面地下分散式 矿区或工作面混料式							
按料在站 运行的方 式 分 类	机械输送		机械输送自流		机械输送		自 流 泵 送	机械输送 自 流 泵 送 气力输送
	气力输送		气力输送		气力输送		气力输送	气力输送

注：1. C_m 为质量浓度，即单位质量的浆体中，固体物质所占百分数。

2. 气力输送，也包括风力输送，多用于输送水泥。当水泥先制浆后再输送，则多用自流。

13.2 搅拌站的型式与流程

在决定搅拌站的型式与流程时，应考虑以下几个方面的条件：

- (1) 矿山充填规模的大小和服务年限；
- (2) 矿体赋存的深浅及平面分布状况；
- (3) 充填料的种类及性质和供料方式；
- (4) 充填的目的及采充顺序；
- (5) 站址的地形及工程地质条件；
- (6) 采矿工艺的要求和其它条件，如出站的浆体品质，一次最大的充填量，灰砂比的范围等等。

各种搅拌站的工艺及布置形式的分类实例汇总见表1-13-2和表1-13-3。

搅 拌 站 主 要 实 例 汇 总 表

表 1-13-3

搅拌站所属矿山名称	站的布置形式	站的生产能力	充填料进搅拌槽的形态	充填料出站的形态	站内主要设施规格及数量	图 号	附 注
鲤鱼岭矿	地下分散式	50~60m ³ /d	干	混凝土	SF-661灰浆搅拌机 0.4m ³ 混凝土搅拌机	1-13-1	电机及串桶运混凝土
金川龙首矿	半地下分散式	1350m ³ /d	干	混凝土	2×150t水泥库, 880m ³ 砂石仓, 0.8m ³ +50m ³ /h混凝土搅拌机	1-13-2	地下用皮带运砂石用电机运混凝土
金川二矿区东部	地面集中式	160000m ³ /a (实际)	干	高浓度浆体	干砂池 1300t(汽车卸砂) 高浓度搅拌槽 6.6m ³ ×2	1-13-3 1-13-4	水泥由西部搅拌站的中转总水泥仓运来
金川二矿区西部	地面集中式	60~80m ³ /h	干	高浓度浆体	矩形干砂池 4000t 火车卸砂, 高浓度搅拌槽	1-13-7	2个1500t中转总水泥仓向站内供料
国际镍公司某矿(加)	半地下式		浆状砂干水泥	常压浓度	矩形砂浆自流, 斜底干砂仓 3000t, 水泥仓 200t	1-13-9	水枪冲砂进搅拌槽
Garpenberg(瑞典)	地面集中式	60m ³ /h (最大)	干	混凝土 75%浓度	800m ³ 多点平底卸矿脱水砂仓, 100m ³ 水泥仓, 连续搅拌机	1-13-10	用6.0MPa混凝土泵向井下输送
Black mountain(南非)	地面分散式	380t/h	尾砂和水泥为浆态, 同时加50%的干砂	相对密度达2的浆体	2×1000m ³ 立式圆锥底砂仓, 9×300t水泥仓, 3000t干砂仓, 2×28m ³ 搅拌槽	1-13-11	二级搅拌, 一级出槽浓度为73%, 二级加水泥浆
Magma(美)	地面集中式	125t/h	浆状砂干水泥	70~75%浓度的浆体	立式砂仓550t 水泥仓90t	1-13-15	站为露天式, 立式矿仓及水泥仓均为钢板制
凡口矿金星岭	地面集中式	60~70m ³ /h	砂与水泥均为浆状	60~65%浓度的浆体	3槽式50kW电机卧式砂仓水泥库120t φ1600搅拌槽	1-13-12	
Homestake(美)	地面集中式	200t/h	浆状	55~70%浓度的浆体	800t及3000t矩形砂池各一座, 水泥仓200t	1-13-13	无搅拌槽, 在输浆管内自流混合

续表

搅拌站所属矿山名称	站的布置形式	站的生产能力	充填料进搅拌桶的形态	充填料出站的形态	站内主要设施规格及数量	图 号	附 注
铜录山矿(老站)	地面集中式	40m ³ /h	浆状砂 干水泥	70~75% 浓度的浆体	500m ³ 立式砂仓 150t水泥仓	1-13-14	新站与老站基本相同, 只多一虹吸放砂
新城金矿	地面集中式	40m ³ /h	浆状砂 干水泥	63~68% 浓度的浆体	立式砂仓455m ³ , 水泥仓150t, 1000 m ³ 储砂池	1-13-16	出搅拌桶浆体用泵送入 斜井内
焦家金矿	地面集中式	40m ³ /h	浆状砂 干水泥	65~68% 浓度的浆体	455m ³ 立式砂仓 150t水泥仓	1-13-17	出搅拌桶浆体用泵送入 斜井内, 二期为自流入井
Strathcona矿 (加)	地面分散式	150~170t/h	浆状尾砂 干河砂 干水泥	70%浓度 的浆体	立式砂仓3×2500t, 干砂筒仓2700t, 水泥仓486t	1-13-18	站内、出站均为砂泵扬 送
凡口矿铜岭站	半地下室 式集中	47m ³ /h	浆状砂 干水泥	69~72% 浓度浆体	2×1000m ³ 立式砂仓, 400t水泥仓	1-13-19	
Broken Hill矿体 (澳大利亚)	地面、地下 室及地下分散式	90万t/a	85%浓度沉淀砂, 浆 状水泥	63~70% 浓度浆体	2×3000m ³ 脱水砂仓, 3×200t水泥仓	1-13-20	用混合器作混料用
Mufulira矿 (赞)	全地下 集中式	满足月产30 万t铜矿的充 填采矿法用充 填料	浆状砂 干水泥	68%浓度 的浆体	3×3000t立式砂仓, 500t水泥仓	1-13-21	另留有一个矿仓的备用 场地
Angle—Ameri- can公司(南非)	地面地下 分散式	12t/h	78%的脱水砂及干水 泥	混 凝 土	60m ³ 搅拌储砂仓, 2台离心脱水机, 螺旋输送机混料机	1-13-22	井深1382m, φ63.5mm 的管中, 每60m设有一文 杜里管
Kidd Creek矿 (加)	地面地下 分散式	100t/h	浆体水泥 干 碎 石 浆状河砂 浆状炉渣	混 凝 土	2×500t炉渣仓700t 水泥仓500t 河砂 仓碎石堆场	1-13-24	碎石用皮带输送(地下) 混凝土用汽车运输

注: 1. 所有浓度均为质量浓度; 2. 南非、在白人种族主义者统治下。

13.2.1 混凝土搅拌站

这种搅拌站分间歇式与连续式两种, 主要区别是用何种混凝土搅拌机。新疆鲸鱼铭矿是间歇式搅拌的例子。

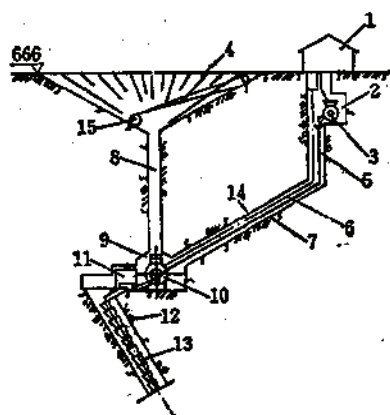


图 1-13-1 新疆鲸鱼铭矿混凝土充填系统图

1—袋装水泥库; 2—灰浆搅拌机; 3—SF-661型灰浆搅拌机; 4—戈壁积料采场; 5—灰浆管道井; 6— $\phi 150\text{mm}$ 灰浆管; 7—灰浆管斜井; 8—戈壁积料溜井; 9—混凝土搅拌机; 10— 0.4m^3 搅拌机; 11—混凝土输送电轨道; 12—充填天井; 13—输送混凝土用 $\phi 300\text{mm}$ 串筒; 14—溜槽; 15—电扒绞车

图1-13-1的搅拌站, 其水泥制浆与混凝土搅拌分散布置, 缩短了难输送混凝土的运距, 发挥了水泥浆易于自流的优点。这个站的实际生产能力可达 $50\sim 60\text{m}^3/\text{d}$ 。其特点是就地取材和积料溜井兼作储仓, 且在地下建站, 可以御寒防冻。

西林铅锌矿的类似混凝土充填搅拌站, 运转也较正常, 它是水泥与砂子由副井下放到中段, 再经与溜井来的粗骨料在地下搅拌后, 借重力送到充填采场。

连续式混凝土充填搅拌站见图1-13-2。

图1-13-2为半地下分散式布置的混凝土搅拌站, 其设计的最大制备能力为 $1350\text{m}^3/\text{d}$ 。此站的砂石仓口位于地平面, 卸料、观察均很方便。

混凝土充填料搅拌站的流程, 与一般建筑用混凝土搅拌站是相似的。故在条件许可时, 也可用一般水泥制品行业的通用搅拌站的布置形式, 以便更好的实现站的机械化和自动化, 如凡口狮岭搅拌楼。

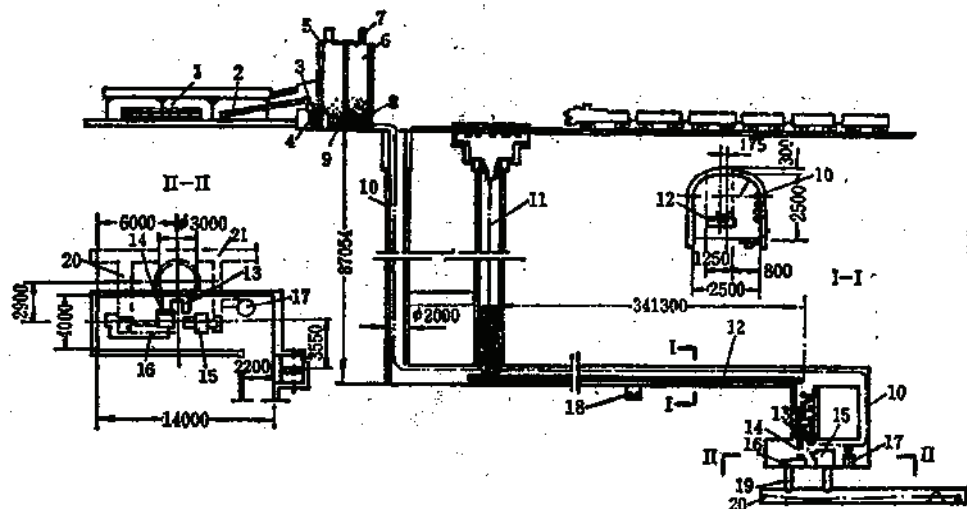


图 1-13-2 金川混凝土充填系统

1—袋装水泥库($150\sim 200\text{t}$); 2—移动式皮带机; 3—水泥拆包机; 4—发送罐; 5—水泥输送管($\phi 150\text{mm}$); 6—水泥库($2\times 150\text{t}$); 7—布袋收尘器; 8— $\phi 250\text{mm}$ 螺旋输送机; 9—高压水制浆混合器; 10— $\phi 68\text{mm}$ 水泥浆输送管4条; 11—砂石仓($\phi 4\text{m}$, 有效容积约 886m^3); 12—绳架式皮带($B=800\text{mm}$, $L=841.3\text{m}$); 13—气动阀门; 14—电振给料机; 15— 800升 搅拌机($40\text{m}^3/\text{h}$); 16—连续搅拌机($50\text{m}^3/\text{h}$); 17—灰浆桶与定量压气罐; 18—西部搅拌站的砂石皮带($B=500\text{mm}$, $L=141.5\text{m}$); 19—混凝土溜管($\alpha=45^\circ$); 20—混凝土主电把道

混凝土充填虽有用水少,在相同水泥消耗量时,充填体强度高为主要优点。但是由于目前混凝土的运输,不论距离长、短,都还只能用矿车、压气罐、或电扒等方法。实践证明,混凝土输送泵在地下使用时,由于磨损大,易堵管等诸因素,尚未获得满意的效果。而上述这些输送混凝土的方式,都具有劳动强度大、工效低、成本高等缺点。故自从混有胶结料的尾矿、天然砂或人工砂浆体,在用管道输送,脱水,以及其充填体的强度等方面,获得肯定的成功后,使用混凝土充填的矿山,就日渐减少。一般只有在小型,且服务年限又短的矿山,才考虑采用。但由于排水费用等因素的影响,国外近年来在深水平的开采中,在地下工作面附近搅拌成混凝土,应用喷射、抛掷皮带或卡车往采场输送充填的新工艺,又有所发展。

13.2.2 尾砂或其它细骨料砂的胶结充填料搅拌站

这种搅拌站可分为干料进搅拌槽和浆料进搅拌槽两大类,也有在进浆料的搅拌槽中再加干砂的第三种类型。

13.2.2.1 干料进搅拌槽的搅拌站

干料进搅拌槽宜于生产高浓度的充填浆料。按金川试验报告,将临界流速接近于零的结构流体,定义为高浓度的浆料,实际是成羹状。典型的例子是金川二矿区的东、西部搅拌站,见图1-13-3至图1-13-8。

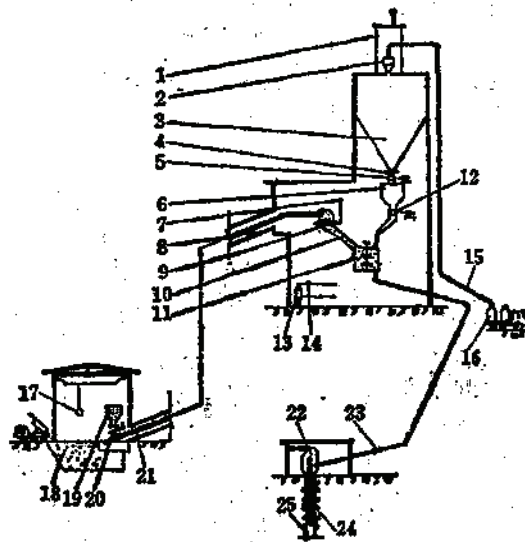


图 1-13-3 金川二矿区东部搅拌站工艺系统

1—仓顶收尘器(30m³); 2—水泥过滤器; 3—水泥仓(150t); 4—螺旋闸门(300×3mm); 5—叶轮给料机(φ300×300mm); 6—砂料仓(2t); 7—供水管; 8—多孔供水环; 9—转动漏斗; 10—矿浆液管; 11—搅拌槽(φ2×2.1m, 40kW); 12—叶轮给料机; 13—油水分离器; 14—减压阀; 15—压气输灰管(φ100mm); 16—水泥罐车; 17—抓斗(5t, 2台); 18—砂仓(1300t); 19—具有圆盘给料机的给砂漏斗; 20—振动器; 21—皮带输送机(B500mm); 22—排气装置; 23—输浆夹管阀; 24—排气管; 25—钻孔(φ300mm)

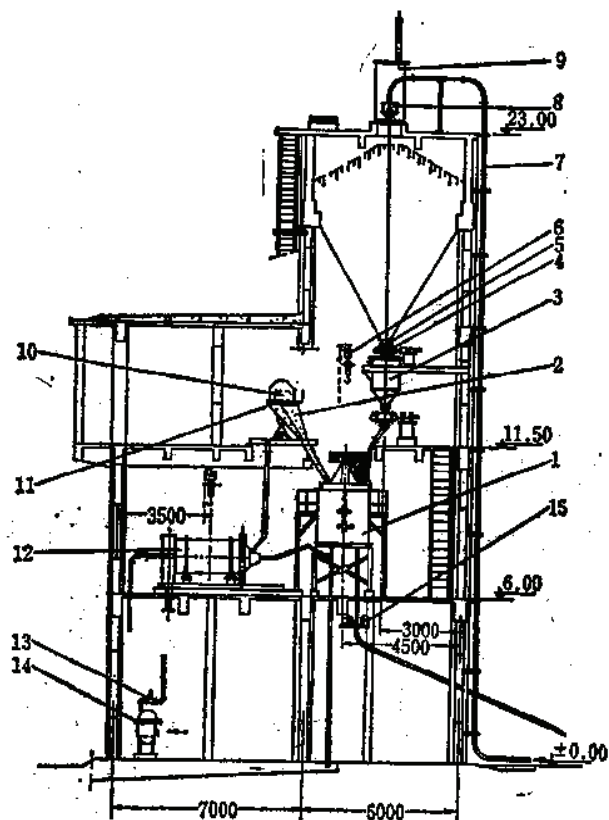


图 1-13-4 金川二矿区东部搅拌站布置立面图

1—高浓度搅拌机($\phi 2000\text{mm} \times H 2100\text{mm}$, 40kW, 双轮叶螺旋桨式); 2—回转漏斗; 3—稳料仓, 2t; 4—叶轮给料机($\phi 300 \times 300\text{mm}$); 5—螺旋闸门($300 \times 300\text{mm}$); 6—手拉葫芦($Q = 5\text{t}$); 7—水泥输送管($\phi 100\text{mm}$); 8—过滤器; 9—仓顶收尘器(30m^3); 10—输砂胶带机($B = 500\text{mm}$); 11—多孔供水环; 12—混凝土连续搅拌机, $\phi 1216\text{mm}$; 13—减压阀; 14—油水分离器; 15—浓度计; 图中水泥仓容量100t

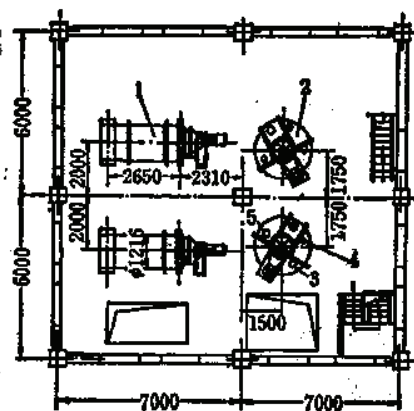


图 1-13-5 金川二矿区东部搅拌站
+6.00平面布置图

1—连续搅拌机; 2—搅拌机; 3—水泥进口; 4—吸尘口; 5—进砂水口

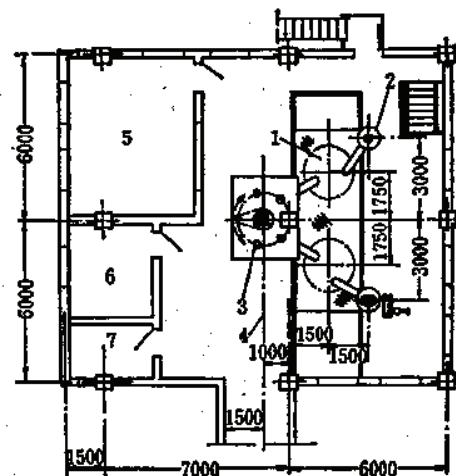


图 1-13-6 金川二矿区+11.5m平
面布置图

1—搅拌机; 2—稳料仓; 3—回转漏斗卸砂孔; 4— $B 500\text{mm}$ 输砂胶带中心; 5—操纵室; 6—调度室; 7—更衣室

此种搅拌站为干砂进搅拌槽的集中布置式搅拌站。它的主要特点是：灰砂混合浆的浓度，完全由向搅拌槽内加水来调节。砂在进搅拌槽前的溜子内加少量水只是为减轻搅拌轮叶的负荷。因而可以随意调制任何浓度的料浆，其精确度仅受测试仪表精度的限制。这是金川镍矿二矿区得以实现高浓度浆料充填的基本条件，其给定的浓度为78.5%（按重量计）。

干砂进搅拌槽浓度可随意给定，浓度稳定。没有立式砂仓可能会出现浓度失控的现象，也没有砂仓溢流含砂水的处理问题；供水系统由于没有造浆喷嘴，故省去了高压水泵，整个管网也大为简化。这个站的缺点是干砂进搅拌槽前的输送与分配系统较为复杂，运转设备多，占地面积也较大。

上面是比较正规化、永久性的干砂进搅拌槽的例子。对于充填量较小，或服务年限较短的条件下，也可建较简易的形式，如凡口狮岭就有一个利用地形高差建一簸箕形干砂仓，砂仓开口边较低处安装搅拌槽。河砂由汽车运来，从仓的最高墙边卸入仓内，干砂用水枪和自流坡明沟冲入搅拌槽。水泥则利用原混凝土搅拌楼的水

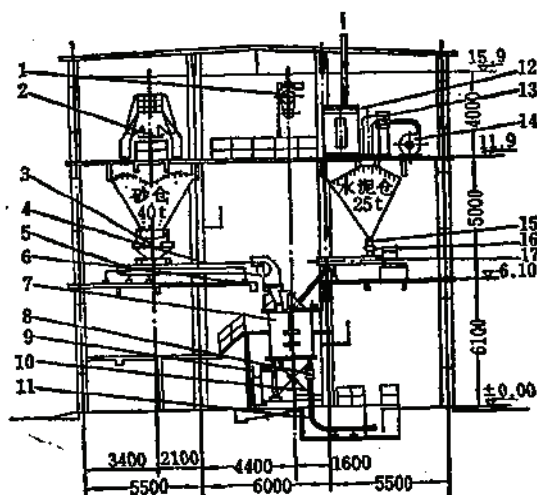


图 1-13-7 金川二矿区西部搅拌站配置立面图

- 1—电动葫芦($Q=3T, H=12m$); 2—分料胶带机($B=1000mm$); 3—圆盘给料机($\phi 200mm, 13kW$); 4—电子皮带秤; 5—运输胶带($B=500mm$); 6—多孔供水环; 7—高浓度搅拌槽($\phi 2000 \times 2100mm$); 8—流量计; 9—事故排浆槽; 10—浓度计; 11—充填排浆管($\phi 125mm$); 12—除尘器(LD MQ-24B); 13—空气输送斜槽($B 400 \times 23428mm$); 14—空气输送风机(8-18-101 NO 5 A); 15—螺旋闸门($300 \times 300mm$); 16—叶轮给料机($\phi 300 \times 300mm$); 17—螺旋输送机(GX $\phi 300 \times 300mm$)

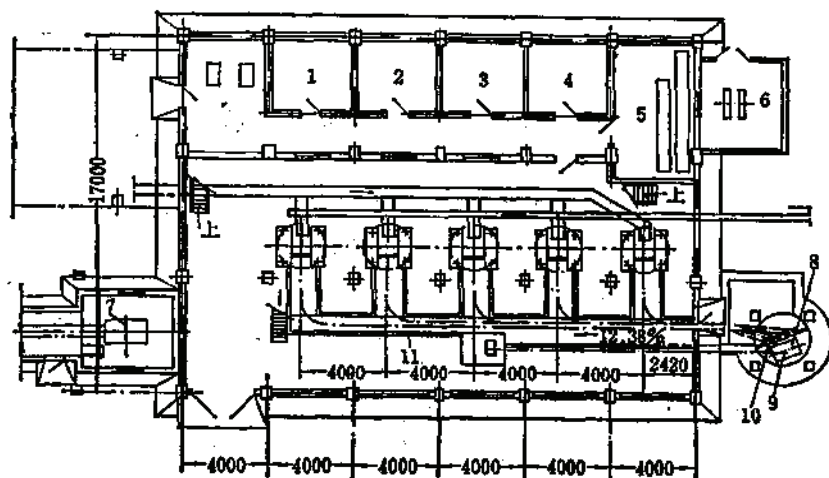


图 1-13-8 金川二矿西部搅拌站+6.10m平面布置图

- 1—备品库; 2—更衣室; 3—更衣室; 4—电工室; 5—配电室; 6—变压器室; 7—斗式提升机; 8—检修室; 9—管道井; 10—5条充填管; 11—管沟

泥仓系统, 增设一水泥浆搅拌槽制成浆后, 利用高差用明槽自流入砂、灰浆搅拌槽, 混合后自流入井下。由于这个站是临时性的, 没有任何计量仪表, 全凭操作人员的经验。如能在搅拌桶排料管上装一浓度计, 以控制水枪的水量, 则这种简易的形式在一定的条件下也有推广的价值, 加拿大国际镍公司的一个矿就是采用类似的形式。见图1-13-9。

但上述两例都还难以搅拌出高浓度的水泥砂浆来, 因为两者都要靠水枪冲砂自流入搅拌槽, 而不是在搅拌槽内加水调制。这种站只有用给料机向搅拌槽内给砂, 才可做到制出高浓度的浆料。

上面三个都是用火车或汽车运砂进站的例子, 下图是一个用带式输送机运砂进站的例子, 具有一定的参考价值。

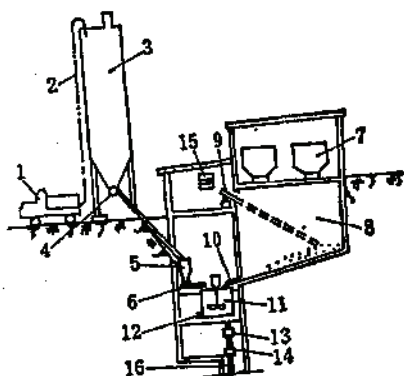


图 1-13-9 加拿大某矿尾砂胶结充填制备设施

1—散装水泥运输车(气卸式); 2—水泥风力输送管; 3—200t水泥库; 4—叶轮式给料机; 5—5t储料桶; 6—水泥计量机; 7—80t准轨运砂车; 8—3000t砂仓; 9—制浆水枪; 10—砂浆搅拌机; 11—液面高度仪; 12—射线浓度计; 13—电磁流量计; 14—控制盘; 15—充填管

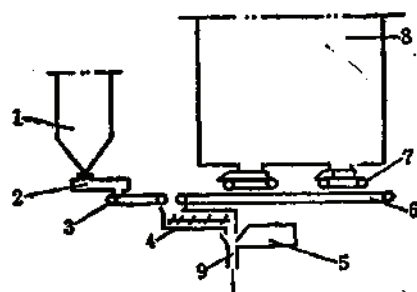


图 1-13-10 瑞典Garpen berg矿充填搅拌站

1—100m³水泥仓; 2—变速螺旋给料机; 3—胶带称量机; 4—连续式混凝土搅拌机; 5—最大压力可达6.0MPa的混凝土泵; 6—可计量的胶带输送机; 7—4台桥式给料机; 8—800m³干砂仓(砂由选厂用皮带机运来, 含水率15%); 9—充填管(两条, 最大输送量60m³/h, 浓度 $C_m 75\%$)

因为1974年瑞典BDLIDEM公司的Garpenberg矿建立了上述站后, 于次年, 即1975年又在该公司的Kristineberg矿建立了同样的一座搅拌站, 解决了这两个矿过去充填浆中含水过多(达40%重量), 以致水泥砂子流失严重, 不但导致充填体强度过低, 采矿常致中断, 且地下含水砂处理困难等问题^①。从上图中可以看出, 该站之所以能按需要随意控制浓度(一般给定浓度按重量比为75%), 其关键也是干料(应为饱和砂)进搅拌槽, 然后在槽内加水调制。

另一种高浓砂浆制备的工艺是: 在向搅拌槽加立式砂仓放出砂浆的同时, 也向搅拌槽内加入干砂, 如图1-13-11所示的南非Black Mountain矿的大型充填搅拌站。其充填能力为每8小时3000t干料。往搅拌槽内加干砂与加立式砂仓来的尾砂(浆体)各占50%, 先经一次予搅拌, 然后以73%的质量浓度在涡流混合器与干水泥相混后进入二次搅拌, 最后的混合浆体相对密度达到2, 再用泵经钻孔送入地下。

① M. Sallert «Cut and Filling Mining With Cemented Milltailings at Boliden Metall AB» C.I.M. 1976.

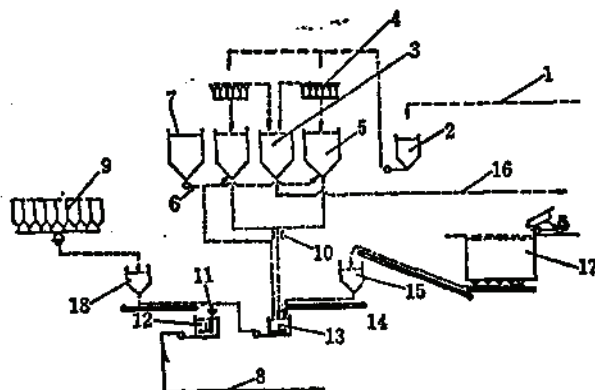


图 1-13-11 南非Black Mountain矿搅拌站工艺

1—从选厂来的尾砂浆管， $\phi 250\text{mm}$ 的衬高密度聚乙烯管(HDPE)， $5000\text{m}^3/\text{d}$ 约含 2800t 固体物；2— 300m^3 缓冲砂仓；3—旋流器的溢流细泥仓 1000m^3 ；4— $\phi 250\text{mm}$ 旋流器，6个一组，共2组；5—每座 1000m^3 的圆锥形立式砂仓，共2座；6— 1.0MPa 的供水管及应急压气管；7— 1000m^3 清水池，由地下水浸清；8—往钻孔的输浆管；9—8个 800t 容量的水泥仓；10—控制阀及浓度计， $\phi 100\text{mm}$ ；11—涡流混合器；12—二级搅拌槽；13—一级搅拌槽(一、二级均为 28m^3 ， 10min)；14—胶带输送机；15—缓冲砂仓， 300t ；16—送往尾矿坝的溢流细泥管；17— 3000t 砂仓；18— 150t 水泥仓
注：衬有HDPE的管道寿命为 80万t 干量。无此衬的管道寿命仅 10万t 干量。

13.2.2.2 砂以浆料形态进站的搅拌工艺

这种工艺又可分为砂浆进站后脱水和不脱水两种

1. 进站后砂浆脱水的卧式砂仓

即电扒出料的槽形砂仓，或水枪冲流出料的矩形砂仓。前者如凡口矿金星岭站，后者如美国的Homestake金矿。

凡口矿在金星岭前后共建了两座较大型的卧式砂仓搅拌站，原用袋装水泥，现已改用散装水泥。其制备能力为 $60\sim 70\text{m}^3/\text{h}$ 。由于电扒向砂仓端部的螺旋输送机给砂不均，故只能向输送机内加水稀释，加之水泥也是在水泥螺旋给料机内加水造浆后流入搅拌槽，因而难以制出稳定的较高浓度的混合浆料，一般都在质量浓度 70% 以下，没有发挥给干砂的优点。

这种搅拌站基建施工较易，也没有再造浆的高压水系统，这是优点。但缺点是制浆浓度差外，运转的机械设备多，占地面积也较大。在新建的另一座这种站里虽然给砂加了缓冲溜槽，并增添了流量计和浓度计，但仍难以达到预期的目的，因而这种站今后也只能在充填量小服务期不长等有限条件下使用。见图1-13-12。

下面是Homestake金矿另一种储脱水尾砂的混合砂与水泥的混合站例子。

这个站没有搅拌槽，只靠水泥与砂浆按比例流入管道后，在管内自然混合，经过较长的垂直管和水平管后到达充填点。

这个站的另两特点是：

(1) 它有一个 800t 和一个 3000t 的矩形砂仓，用移动式人工控制水枪冲流放砂，形式很简单，但所用仪表和电动阀却比较全，除图1-13-13上已标出的外，储砂池放砂还有流量计。水枪工人在浓度仪的帮助下目测砂仓放砂的浓度，由于矿井很深(达 1140m)，排水费用相当高，故尽可能的保持最高浓度，实际浓度波动在 $55\%\sim 70\%$ 之间(未计加入水泥后的浓度)，每小时约可处理干料 200t 。水泥系统中也有流量计及水泥仓的料位计，

储存。进入砂仓的砂浆迅速分为两部分，一是沉淀在仓下部的饱和砂或称沉淀砂，一是从砂浆中离析出来的带细泥的混水，浮在沉淀砂上成覆盖水，当砂仓装满至一定程度，覆盖水便从仓的溢流槽，经管道溢流走，沉淀砂则随时可再造浆放出，这就是当今盛行的立式砂仓搅拌站。从七十年代末焦家金矿始，至今包括投产和在建的立式砂仓，在国内有色金属矿山中就达10座。国外也还方兴未艾，如加拿大有名的Kidd Creek铜铅锌矿，在八十年代初又在其建成不久的碎石混凝土充填系统中增加了一座立式砂仓。其原因都是因为立式砂仓系统具有系统简单，自动化程度高，机械运转设备少，放砂的连续性好，更适合于充填浆体的井下水力管道输送，浓度波动在65~75%范围内，比较稳定等优点。

由于矿山地面及井下的条件各异，立式砂仓搅拌站在布置上又可分为地面站自流式、地面站泵送式、半地下式、地下式和地面地下分离式几种。

1) 地面站自流式

即充填料在站内的运行过程全部由重力自流的搅拌站，这是首先应该考虑的布置形式，它不论基建和生产管理都是最方便的。国内如铜录山的新旧两个站便是，该两站分别投产于1980年和1982年。见图1-13-14。

该站简单紧凑，钢板仓施工简便，维护运转可靠。最大质量浓度可达70~75%。生产

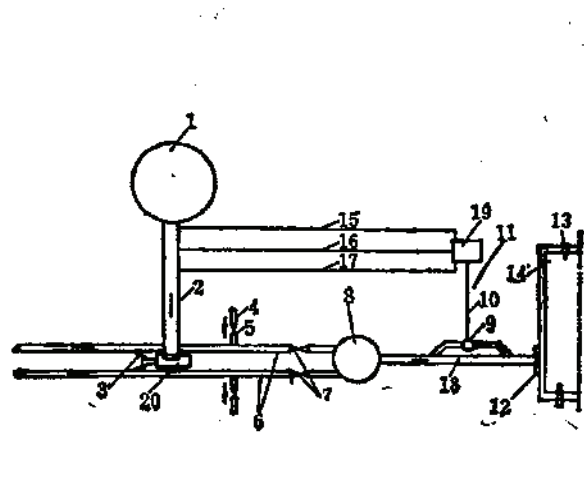


图 1-13-13 Homestake矿充填站流程图

1—200t容量的水泥筒仓(包括水泥仓出料振动给料机);2—变频螺旋输送机;3—距气动夹管阀;4—φ75mm冲洗用水管;5—电动蝶阀;6—经天井输送充填浆体的φ150mm衬胶钢管;7—Masco CTrlabv型电液操作套简阀;8—3.6×深1.8m缓冲木桶(现已不用);9—浓度计及流量计(φ100mm管用);10—浓度信号传输;11—至Ramsay 70-50型记录仪;12—螺旋给料闸门控制器;13—冲砂水枪;14—矩形砂池,(3000t和800t各一个);15—开、停信号;16—转速信号;17—转速返回信号;18—φ300mm输砂管;19—控制室;20—水泥漏斗

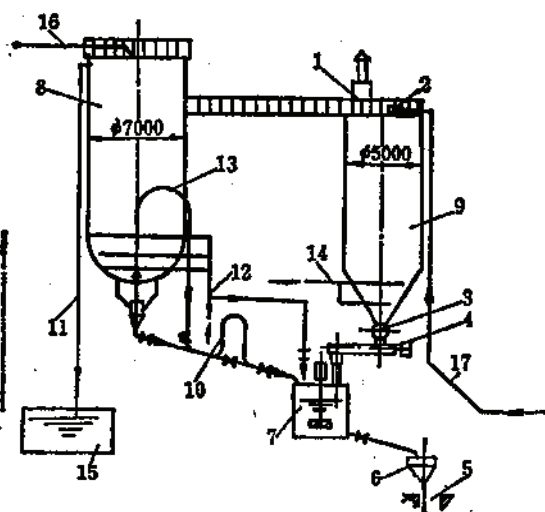


图 1-13-14 铜录山铜矿充填搅拌(老)站流程图

1—袋式收尘器;2—杂物清除筛;3—变速叶轮给料机;4—螺旋电子秤;5—充填管道井;6—给料;7—φ1.5×1.5m搅拌槽;8—500m³ φ7.0m钢板制立式砂仓;9—φ5.0m150t容量钢板制水泥仓;10—流量计及浓度计的弯管;11—溢流管;12—高压水管;13—虹吸放砂管;14—压气松动用管;15—回水池(回水砂泵未画出);16—来砂浆管;17—气力输水泥管

注:另有炉渣堆场及渣仓未画出。

能力为 $40\text{m}^3/\text{h}$ 干料。

国内正在建设的如湘西金矿、三山岛金矿、大厂锡矿等都是这种类型。

国外采取这种型式的也很多，典型的如美国Magma铜矿，见图1-13-15。

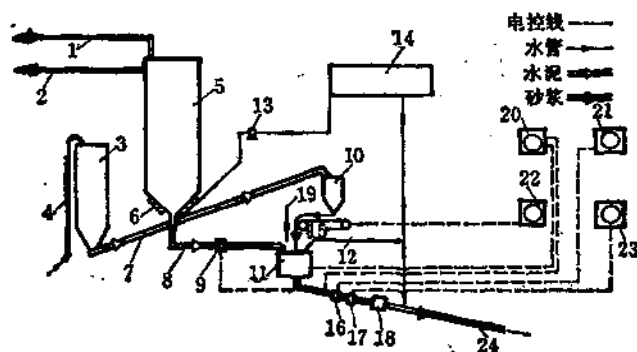


图 1-13-15 Magma铜矿充填搅拌站流程示意图

1—从选厂来的供砂管；2—溢流管；3—容量为90t的水泥仓；4—气压水泥输送管；5—550t容量的立式砂仓，具有圆锥形仓底；6—再选浆喷水嘴；7—螺旋输送机；8—放砂管；9—气动控制阀；10—4t水泥缓冲仓；11—搅拌机；12—稀释供水管；13—加压水泵；14—45m³水箱；15—称量皮带机；16—流量计；17—浓度计；18—过滤筛；19—絮凝剂添加处；20—搅拌槽料位指示器；21—流量计；22—水泥量记录仪；23—浓度计；24—两根 $\phi 100$ 通往井下的输砂管

注：1. 由选厂来的砂质量浓度为40~50%，来的供砂量平均为1316t/d；

2. 充填料输出平均为1590t/a，125t/h；

3. 输出浆体浓度正常为70~75%，最大可达80%（质量浓度），此时需要泵送，但认为超过75%，即有堵管的危险。

这个站的特点是因其流程简单，所有仓也都是全钢板制作，且砂仓底并不像铜录山是用一圈块石厚混凝土墙支撑，形成一个底部放砂管室，而是仅用钢柱支撑，站内主要设施，包括水泥缓冲仓和搅拌机在内，全为露天放置。

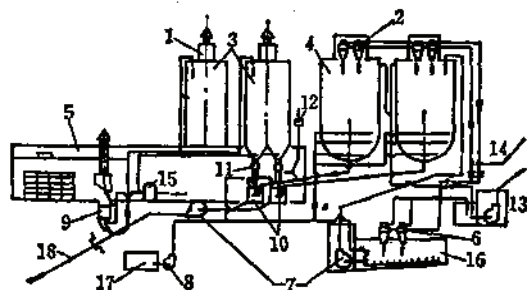


图 1-13-16 新城金矿搅拌站流程图

1—袋式收尘器；2— $\phi 500\text{mm}$ 旋流器共4台；3—150t水泥仓2座；4—475m³砂仓2座；5—袋装水泥拆包室；6— $\phi 350\text{mm}$ 旋流器2台；7—2PNJ砂泵；8—清水泵；9— $\phi 1200\text{mm}$ 仓式泵；10— $\phi 1500 \times 1500\text{mm}$ 搅拌机2台；11— $\phi 200 \times 200\text{mm}$ 叶轮给料机；12—排尘管；13—将细泥扬送进尾矿坝的砂泵站；14—来自选厂的输砂管；15—油水分离器；16—1000m³备用储砂池；17—清水池；18—经南通风斜井去地下的输砂管

这搅拌站是为每天2600t的充填采矿法服务的，平均日充填量为1590t，当前小时充填量为125t。站里的砂仓只有500t，容量过小，离站只有300m，高差为20m的选厂还有两座450m³的砂仓（搅拌站的砂即从这两个仓泵送来）。另外1590t/d的充填用砂内还包括有275t的细碎铜冶炼渣，（这是从另一个磨砂厂运来的）。现有砂仓的总储量也只够8~12小时的充填量。因而在井下采场的备充期间，选厂往往被迫将充填用砂弃于尾砂坝。为解决这一问题，该矿计划再建一砂仓。

2) 地面站泵送式

这在国内只有新城及焦家两金矿的搅拌站（图1-13-16和图1-13-17）是这种形式。

而且也只在搅拌槽放出的充填浆体往井下输送时才用上矿泵, 原因是井上井下高差小, 而斜井平巷相对的又较长, 故不能自流入井下。而这两站从立式砂仓到搅拌槽的砂浆, 都是自流的形式。焦家二期工程在原砂仓后增建 960m^3 砂仓, 取消砂泵改为自流下井。

由于往井下输送搅拌混合浆的砂泵不适合较高浓度的介质, 因而限制了立式砂仓放矿浓度的提高, 新城金矿为 $63\sim 66\%$, 焦家金矿砂泵的电机由 22kW 换上了 30kW 电机, 浓度稍高, 可达 $65\sim 68\%$ 。

这两个站服务于 500t/d 的分层充填采矿法, 小时充填能力可达 40m^3 。

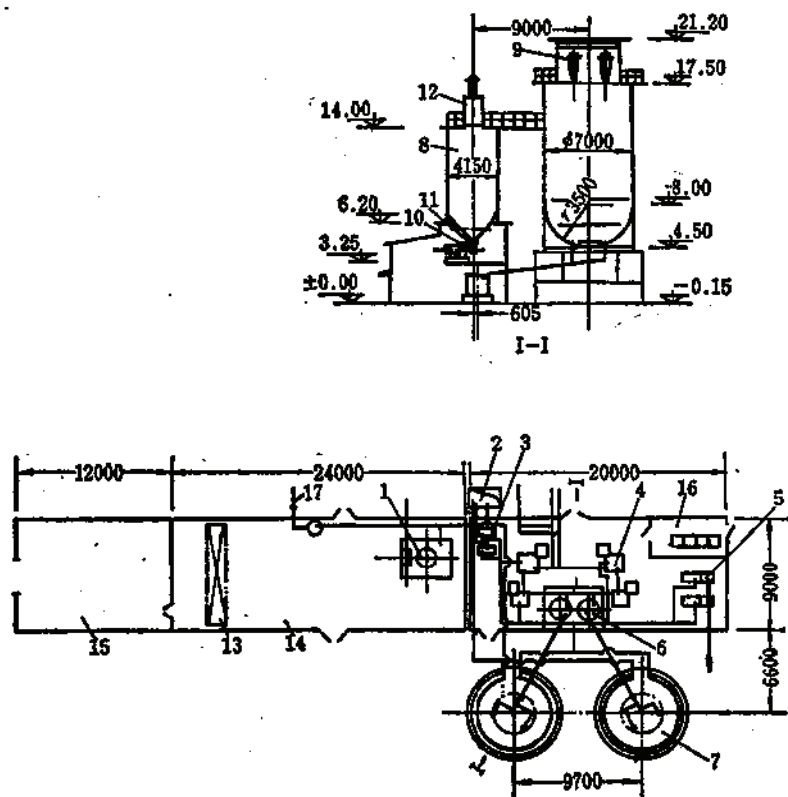


图 1-13-17 焦家金矿充填料搅拌站配置图

1—拆包处及发送罐(吹灰缸)($\phi 1200\text{mm}$); 2—水池; 3—水泵(DA1-5-9); 4—砂泵(2PNJ); 5—砂泵(4PNJ); 6—搅拌槽($\phi 1500 \times 1500\text{mm}$); 7—砂仓(475m^3); 8—水泥仓(150t); 9—旋流器($\phi 500\text{mm}$); 10—刚性叶轮给料机($\phi 200 \times 200\text{mm}$); 11—单向螺旋闸门($200 \times 200\text{mm}$); 12—布袋收尘器(24袋, 手提清灰); 13—电动单梁行车(DDQ.1t $\times 8\text{m}$); 14—袋装水泥库及拆包间; 15—混凝土搅拌站; 16—电控室

比较典型的砂仓和砂仓至搅拌槽以及成品输送都用砂泵的例子, 是加拿大Strathcona矿, 其充填料制备流程见图1-13-18。该矿为了平衡选厂和采场之间每周七天和五天的差别, 在充填料制备站建有三个立式砂仓, 但砂仓的出料并不直接流入混合槽, 而是用砂泵先扬入搅拌槽, 以调整其浓度, 然后又用砂泵扬入混合槽, 与干河砂、水泥和水制成合格水泥砂浆, 泵入井下。从立式砂仓出料开始共用了三段砂泵才将砂浆送入井下。

立式砂仓与悬浮态贮砂池比较, 有省电能和避免尾砂增加泥化的优点。

这个站的全部砂仓(包括河砂)的总容积可供三天的用量。按资料计算, 其日充填小

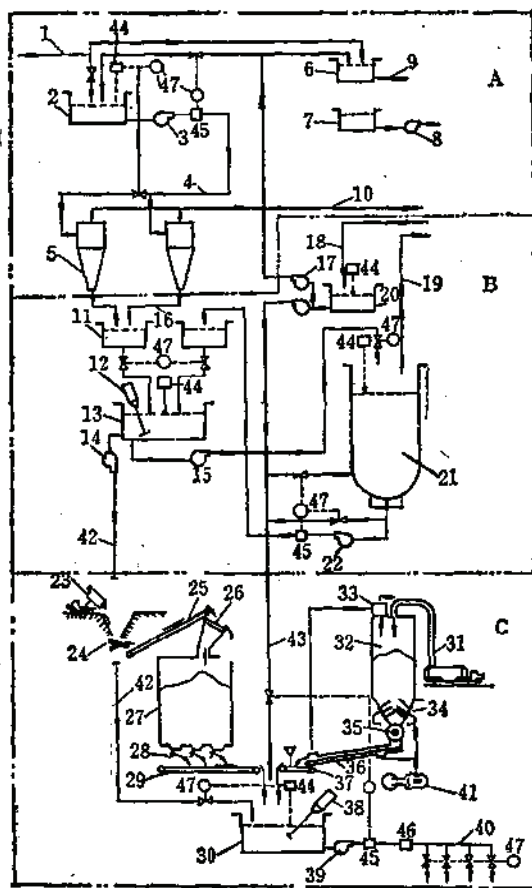
时数达到20~22.6●,这是相当高的数字。此站的服务能力是相当于选厂日处理能力为7800t的矿山,其充填与采出矿石的重量比为0.42,是一个大型充填站。全部充填过程均采用闭路电视,远程测量与远程控制设备;在中央控制室里设有数字计算机,信号通讯盘,进程记录仪,闭环电视,计算机打印装置及各种事故警报信号。尽管不少项目均由计算机分析处理,但需人工分析的项目仍很多。另外,在每一充填循环需更换排送混合浆的钻孔时,也需人工操作。

总结上述例子,地面站的系送式只有在地形条件限制,不能自流到下一工序时才用它。在砂泵的选用上,一定要与所输送的砂浆浓度相匹配。Mountisa矿在这方面采用了可控硅变速电机的Warman灰渣泵,作为站内及向井下输送充填浆用。

图 1-13-18 Strathcona矿充填料制备站流程图

A—尾矿脱泥部分;B—尾矿储存部分;C—搅拌输送部分
1—尾矿;2—集浆槽;3—砂泵;4—浓度为40~45%的浆体;5—两组,每组5台的旋流器群;6—储浆池;7—尾矿池;8—送往尾矿处理场;9—排往尾矿处理场;10—9%浓度的溢流细泥,排往尾矿处理场;11—浆体分配器,两组;12—水泵;13—搅拌储浆池(三个共820t);14—砂泵;15—砂泵;16—浓度为72%的底流管;17—水泵两组;18—生产水供应管;19—立式砂仓溢流水送往尾矿场;20—水池(757t);21—3座共6800t的立式砂仓沉淀砂(浓度80%);22—砂泵;23—来自64km处的河砂(983t/d);24—给料机;25—输送机;26—1.5×3.7m振动筛(筛上排料粒度5.4mm);27—2700t储砂仓;28—给料机(3台);29—可计量的带式输送机;30—3台搅拌机(共820t);31—气力水泥输送管;32—485t的水泥仓;33—收尘器;34—破拱空气炮;35—水泥出料可控阀;36—气动输送斜槽;37—计量带(有排尘装置);38—搅拌机;39—往井下输送充填浆的砂泵(每小时送给料156~170t,每天送砂3276t,水泥110t);40—4个下料钻孔(同时工作3个);41—鼓风机;42—送浓度为70%的砂浆管;43—清水管;44—料位仪;45—浓度计;46—流量计;47—控制器。

注:所有浓度百分数均指质量浓度。



3) 半地下式站

当地形平坦,而又不想用砂泵扬送,或工程地质条件差,需作深基础处理等等因素时,可考虑用半地下式来布置搅拌站。国内的例子是凡口矿立式砂仓搅拌站,它由两座1000m³的立式砂仓和两座450t的水泥仓组成,见图1-13-19。在凡口矿采用半地下式布置的理由,主要是工程地质问题。当地为卡斯特溶岩区,所有仓基础均需深见岩石。且站址

●见《机械工程手册》第五篇流体力学,机械工业出版社,1980年。

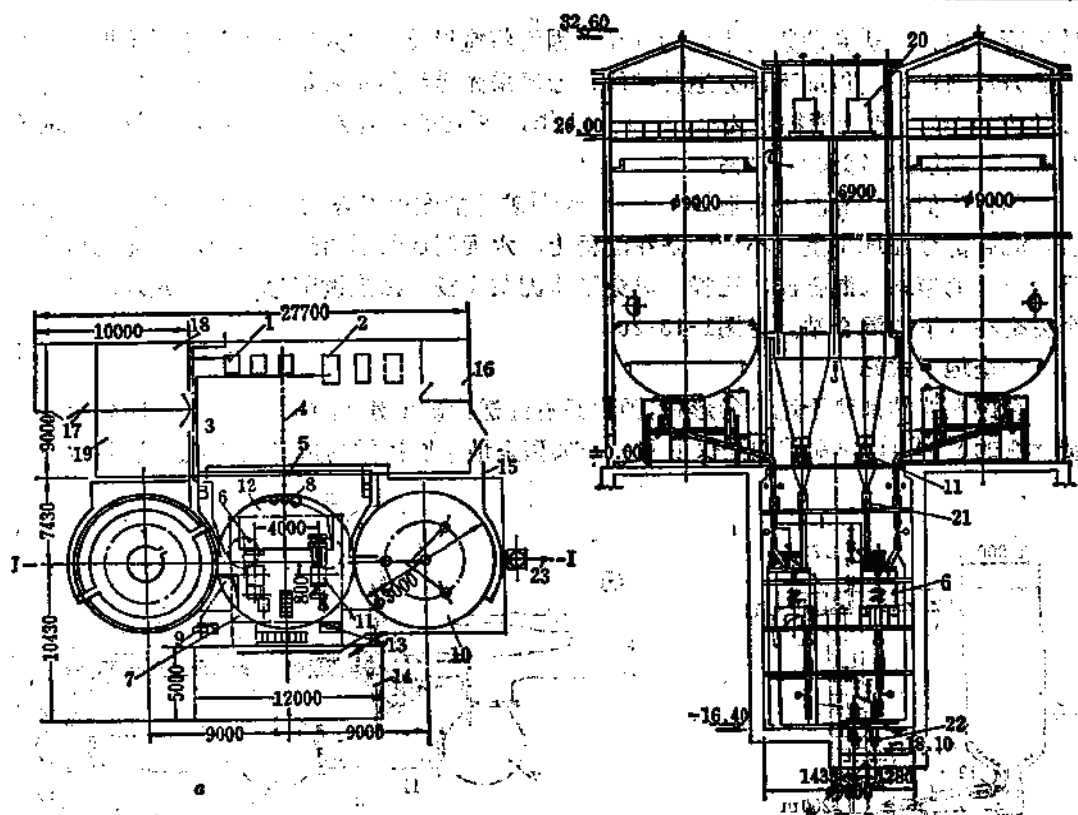


图 1-13-19 凡口铅锌矿立式砂仓搅拌站配置图

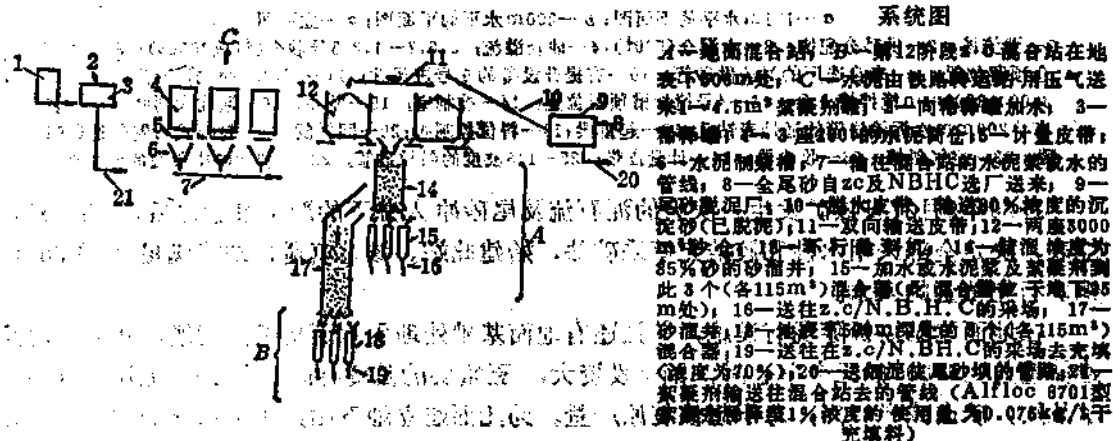
a—平面图, b—剖面图

1—水泵; 2—高压水泵; 3—低压水管; 4—单轨起重梁(8~5t); 5—高压水管; 6—搅拌机(φ2.0×2.1m, 22kW/台); 7—水泥仓(每座45t); 8—通砂轴孔; 9—地下室抽尘风机; 10—立式砂仓(φ900mm, 每座有效容积1000m³); 11—双管螺旋输送机(φ250/2000mm, 10kW/台, 可调速); 12—地下室(φ9000×18100mm); 13—管道间; 14—水泥罐汽车向水泥仓卸车处; 15—溢流水排出; 16—工具室; 17—变电室; 18—配电室; 19—仪表室; 20—袋式收尘器; 21—冲激式水泥流量计; 22—3PNL, 22kW立式排污砂泵2台; 23—废气进站

注: 1. B-B剖面见图1-13-38;

2. 搅拌机抽尘风机为3kW, 1480R, 离心式地下室通风换气用2台2.25kW轴流风机。

图 1-13-20 Broken Hill矿体充填系统图



处地形平坦,为达到砂浆与水泥的自流,因而将搅拌及放砂入钻孔等部分置于地下,投产后矿方反映良好。但地下部分运转维修、通风采光等当然不及地面。这个站的小时充填干砂量为 40m^3 ,水泥消耗量为 $2.63\sim 15.6\text{t/h}$,平均的混合充填干料约 $47\text{m}^3/\text{h}$,浓度为 71% ,波动值正常为 $69\sim 72\%$ 。

国外类似例子有澳大利亚Broken Hill矿体的充填混合站。该站水泥与砂仓建于地表,混合部分在地下室。不同的是在流程上,水泥制成浆后再进地下室,脱泥尾砂基本上是“干”的形态入混合器,这样,避免了水泥灰飞扬,浓度调节也容易。此外,另还有一个完全在井下的混合站。见图1-13-20。

4)全地下式站

全部搅拌站都建于地下的形式,国内只有红透山矿拟建,但尚未施工。在国外也少见。赞比亚的Mufullira铜矿是仅见到一个典型全地下搅拌站的例子,其布置见图1-13-21。

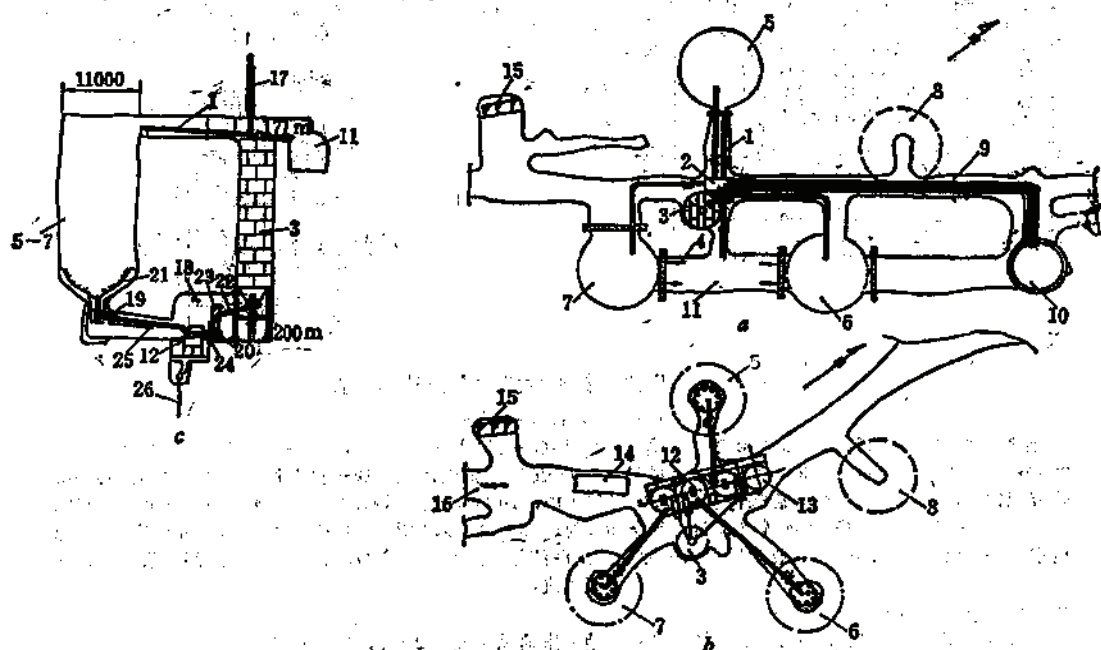


图 1-13-21 Mufullira铜矿地下搅拌站图

a—171m水平的平面图; b—200m水平的平面图; c—立面图

1—溢流槽; 2—供砂分配槽; 3—水泥仓(500t); 4—砂仓溢流; 5, 6, 7—1, 2, 3号砂仓(每座3000t); 8—4号砂仓预留位置; 9—来自选矿厂的衬胶供砂管; 10—有提升设备的9号进风井; 11—400 m^3 冲洗用水池; 12— $\phi 3800 \times 2000\text{mm}$ 搅拌槽; 13—4号搅拌槽预留位置; 14—控制室; 15—竖井; 16—通往大副井; 17—接有 $\phi 200\text{mm}$ 水两路输水管的通地表钻孔; 18—起重梁; 19—斜位控制阀; 20—回转阀; 21—轮辐式布置的造浆喷嘴; 22—空气斜槽; 23—收尘器; 24—计量皮带; 25—1/8坡度的斜放砂管; 26—到370m中段去的充填管

1970年9月27日该矿发生一次大的泥石流及尾砂冲入井下的严重事故之后,为了稳定地表,决定全部采用水砂和胶结充填采矿法,始建此站。该充填搅拌站能满足月采30万t铜矿石充填量的要求。

在地面建站需拆除现有设施,并且还有地面基础处理困难而费钱的问题;此外,地面建储量共达9000t的三个砂仓时,钢材投资大,更重要的是费时间。因为在上述灾难性的事故后,矿山减产87%,急于想恢复原产量。为此而建立地下站,矿山选择的井下站址适

当, 搅拌站对充填采场有足够的压头; 人和物料进入站内方便, 有现成的副井相邻, 与现有泵站和主井相通; 有足够的水量及合适的水压可资利用; 掘进废石处理方便, 可利用现有钻孔下水泥。

在搅拌站的本身布置上, 三个砂仓与三个搅拌槽之间的距离要尽可能相等, 输送坡度相等, 以便一个砂仓至少可能向两个搅拌槽供料; 砂仓的最小高与宽之比为2:1, 这个比率认为是有效的放出仓内沉淀砂所必需的。

为了将来充填的需要, 还预留了第4号砂仓及搅拌槽的位置。

造浆水管及两根 $\phi 150\text{mm}$ 的放砂管(其一备用), 均由砂仓的钢筋混凝土底部引出, 引出孔加有套管, 以便检修更换。放砂管以1/8的坡度通向搅拌槽。向搅拌槽内加水控制排出浓度在68%, 而砂仓放砂则在72%~74%的质量浓度范围内。

水泥在地表由12辆40吨的罐车所组成的列车运来, 每车可在一小时内卸完。水泥用压气直接送入井下500t水泥仓。仓内水泥经空气溜槽放出, 通过可调速的回转阀向计量皮带给料, 然后进入搅拌槽。最大水泥用量为40t/h。从空气槽逸出的水泥飞尘, 经安装在回转阀上的小给料漏斗顶部的过滤器回收, 又振落回漏斗内。而皮带上的水泥尘则用通风罩排除。

远程操作阀都是用经过滤和干燥的压气操作的。防止水泥仓粘结, 空气槽, 收尘过滤器及搅拌槽的液位计等也都是用的压缩空气。水泥仓和砂仓的料位计则是用声控系统。流量、浓度及水泥用量均连续记录。警报及信号系统通往各充填点。

此外, 还有一不经过砂仓的, 由选厂直通搅拌槽的旁路输砂管。这个系统实践证明很有用, 一直作为备用品保留到现在。

5) 地面地下分散式站

在国内水力输送尾砂胶结充填料时, 这种分散式站尚极少使用, 现有几例均为用混凝土充填料的矿山, 如锡矿山, 金川龙首矿等都是。其原因都是混凝土浆料在井下输送困难, 长距离的溜送还会造成混凝土浆料离析等, 故尽量将干料运抵井下工作面附近, 就近搅拌, 就近充填。

尾砂胶结系统的分散式布置, 国内当前只有红透山可算一例, 而且还属无搅拌槽的管道自然混合式。该站主要作水砂充填, 胶结充填只占总充填量的15%左右。但由于该系统没有计量设施, 浓度全由旋流器排料经验凭加水而定, 设计要求为质量浓度65%, 实际约50%, 故水泥用量超过标准。针对存在的问题, 已完成了一对地下立式砂仓的设计。

这个系统尚存在一个防寒问题, 冬季地表输砂管道结冰, 每年几乎有两三个月马尔斯泵输送被迫停运。这是在北方矿山设计中, 应予注意的问题。

这套系统的年总充填能力可达18万 m^3 (干), 已运转了近10年。属于简易型。可作因陋就简, 服务期不长的条件下选择方案时参考。

在国外几个分散式搅拌站的例子中, 可以看出, 都是由于井太深, 压力过大, 长距离下送有损充填浆的质量和充填效率, 故而在井下工作面搅拌来解决上述问题。如南非某金矿深达1382m以下的充填方案中, 就建立了一个试验性充填系统, 见图1-13-22。

井上部分为砂与水泥的储放设施; 泵送到井下的砂浆保持62%的质量浓度, 竖井管道内每隔80m有一阻尼喉管, 目的是减少速度, 从而减少管道过度磨损。其流程是: 井下在

距待充采场约200m设集浆池离心式脱水机(可使 $C_m 40 \sim 60\%$ 的砂浆脱水至78%)螺旋输送机及加水泥后的搅拌机往复混凝土泵,最后压送至工作面后用压气喷射充填。唯一存在难解决的问题就是混凝土泵的磨损。该公司声称,此系统集中了通常的水力充填煤矿的喷射充填以及混凝土的泵输送等技术于一体。此试验系统的设计充填能力是干料12t/h(最小)。

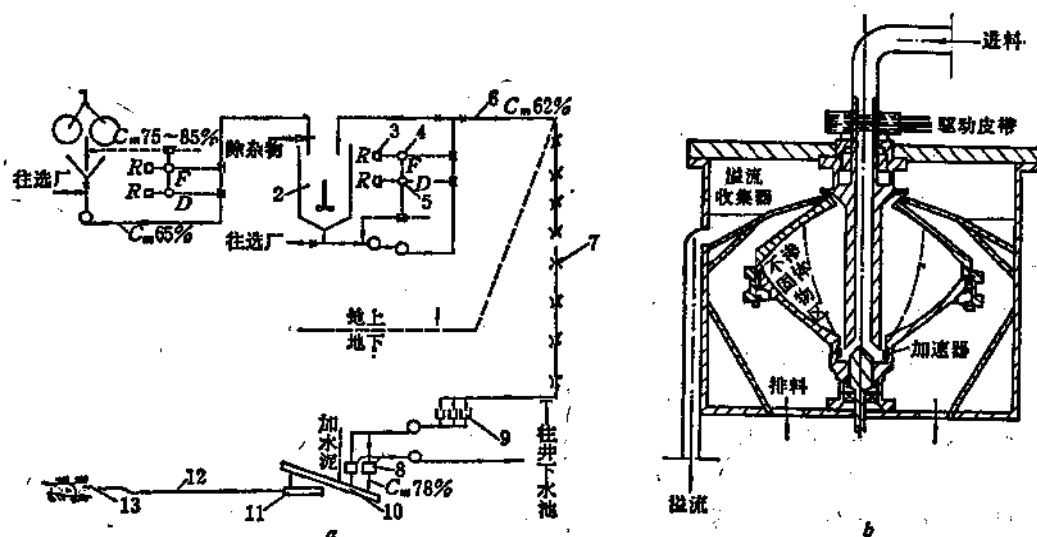


图 1-13-22 南非Anglo American有限公司某金矿深部充填系统及尾砂浆脱水

a—充填系统图 b—尾砂浆离心脱水器示意图

- 1—过滤机(25t/h, $C_m 75 \sim 85\%$), 2—搅拌机(60m³), 3—记录仪, 4—流量计, 5—浓度计, 6—输浆管, 7—至井输浆管中的阻尼文丘尼管, 8—离心脱水机($C_m 78\%$), 9—集浆槽, 10—有搅拌作用的螺旋输送机, 11—混凝土活塞泵, 12—采场混凝土输送管, 13—混凝土喷射器

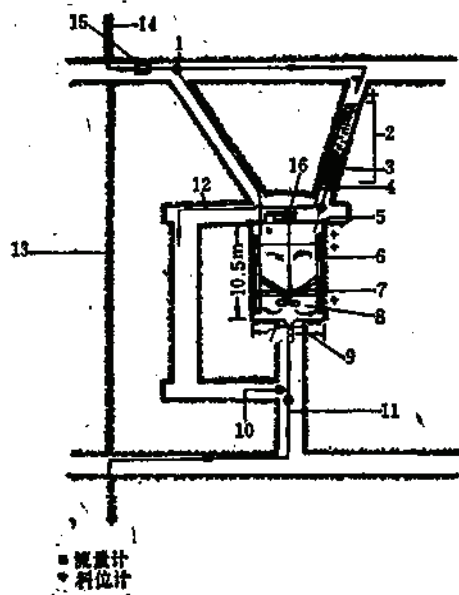


图 1-13-23 Beaverlodge矿地下储砂搅拌槽

- 1—三通阀, 2—缓冲水池, 3—沉淀砂, 4—池底, 5—排泥, 6—4个590mm阻尼板, 7—稳定器, 8—4× $\phi 2350$ mm推进器型搅拌器, 9—格筛, 10—来自矿山供水管, 11—充填料去采场, 12—缓冲水排放开关, 13— $\phi 75$ mm旁通钻孔, 14—自地面制备站经 $\phi 75$ mm钻孔输送来的充填料, 15— γ 射线浓度计, 16—44kW电机和减速比为32:1的减速机

图1-13-22(b)是尾矿浆离心式脱水机的示意图, 美国JOY公司产品的技术参数为外形尺寸 $\phi 610 \times 914 \text{ mm}$, 转速 $1500 \sim 3000 \text{ r/min}$, 生产能力 15 t/h 干料, 溢流速度 $5 \sim 15\% C_m$, 排料浓度 $76 \sim 85\% C_m$, 所需功率 22 kW 。

另一分散式的例子是加拿大的Beaverlodge铀矿。该矿现有34个中段, 为了解决深井系统中的困难和增加储砂量, 因此在地下每下610m就开凿一套具有 $7.9 \text{ m} \times 10.7 \text{ m}$ 高的搅拌储砂槽, 这些槽的容积, 都应与地表的两个 350 t 的搅拌储砂槽容积相匹配, 见图1-13-23。

地上还有一个 650 t 的立式砂仓。地面上三个储砂仓的砂浆都由两级旋流尾砂分级站泵送来。选厂送往分级站的浓度为 $C_m = 20 \sim 30\%$, 分级后的浓度为 $55 \sim 60\%$, 即进储仓的浓度, 其比重为 1.6 。所有放入地下的砂浆都经过 350 t 的地表储砂仓, 用 $\phi 75 \text{ mm}$ 管输入地下。此系统的服务对象是日生产 1000 t 矿石的充填采矿法采场, 其充填率是 100 t/h 。

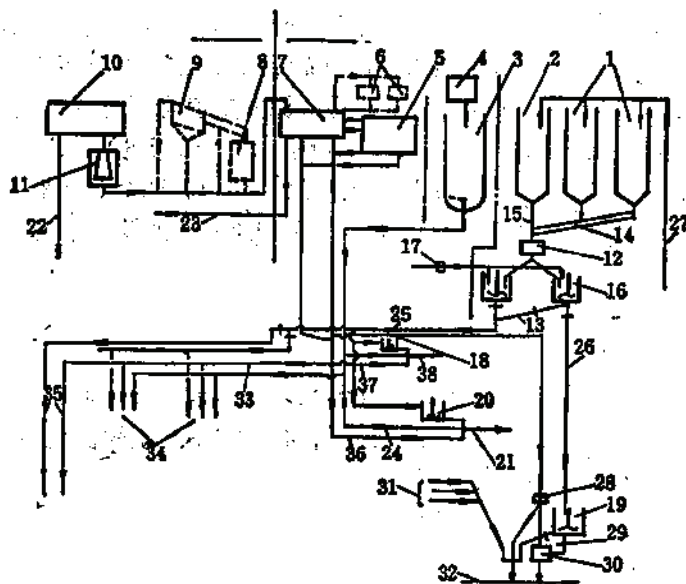


图 1-13-24 Kidd creek 充填系统图

1—2座 500 t 的磨碎鼓风炉渣仓, 2— 700 t 普通波特兰水泥仓, 3— 500 t 混合砂仓(仓底装有 Marcona 喷嘴造浆, 仓内河砂 $d_{90} \sim 95 = -3 \text{ mm}$, 出浆率为 200 t/h , 浓度为 65%); 4— 150 t 筛筛仓, 5—备用粗石堆场, 6—三次破碎机(Telsmith 485型, 240 t/h , 排矿粒度 3 cm); 7—筛分, 8—二次破碎机(Telsmith 1700型, 1220 t/h , 排矿 15 cm); 9—粗筛分, 10—露天矿废石堆场, 11—粗筛机(Allis-Chalmers型, $137 \times 188 \text{ cm}$ 旋回式, 排矿粒度 $14 \sim 150 \text{ mm}$, 1340 t/h); 12— 9 t 吨计重漏斗(精度 10 kg); 13—联溜管, 14—输送磨碎渣的 16 cm 空气斜槽, 15—自重下水泥的 $\phi 250 \text{ mm}$ 管, 16—两台 11.9 m^3 , 8 叶 推进式搅拌机(设有高水位指示计、电子浓度计及人工浓度检测装置, 正常浓度控制在 $c_m 45 \sim 55\%$ 之间, 搅拌时间约 15 分/槽); 17—水表(水来自回水池或清水池); 18— 180 m (造浆为 ± 0.00) 带式输送机($B = 0.9 \text{ m}$, $L = 180 \text{ m}$, 1200 t/h); 19—2号矿地下(-792 m)搅拌站, 20—雷式安装的移动搅拌站($5.7 \sim 11.9 \text{ m}^3$); 21—碎石灰浆混合器, 而后送往 -366 m 采场; 22—直接进采场的露天矿废石; 23—筛下 1 cm 碎作修路及建筑用; 24—往南部; 25—去一号矿; 26—去二号矿; 27—由火车和汽车卸货站来的气力输送管; 28—计量斗(4.5 m^3); 29— 792 m 站的原设计量仪; 30— 5 m^3 鼓形混凝土搅拌机 2 台(2 min/次 , 3000 t/d); 31—运来的开拓废石; 32—用 Jarvis clark 11.8t 卡车将混凝土送往采场(每循环 8 分钟); 33— -229 m 中段的输送机($B = 0.9 \text{ m} \times L 360 \text{ m}$ 1200 t/h); 34—去北和中心矿体的充填管; 35—粗石粒及水泥浆送往 -945 m 中段(2号矿); 36—支链输送机(600 t/h); 37—临时输送线; 38—碎石灰浆混合器, 而后送往 -244 m 中段采场。

国外的第三个例子便是加拿大的kidd Creek铜铅锡多金属矿^①，为了满足深部-729m及-945m的充填需要，在地表建立了破碎站、碎石仓、立式砂仓、炉渣仓以及水泥仓和水泥与炉渣的制浆搅拌槽。这些碎石与各种浆体分别送到井下充填区后，进行混合搅拌，而后送往采场。

一号矿井碎石用皮带送进一具有2~3片与轴向成55°的挡板的滚筒中，钢滚筒长2~3m，直径1.2m；随即向进入滚筒的碎石喷射水泥砂浆，当碎石在滚筒内经过挡板且不断翻滚的过程中，使每粒碎石都能裹上一层水泥砂浆，然后就送往采场。

在二号矿井则采用间歇式鼓形混凝土搅拌机。碎石计容后经跳板式溜槽向两台中的任意一台搅拌机给料；水泥砂浆亦经计量后进入，随即启动搅拌机，待碎石全裹上水泥砂浆后停机，用气缸将搅拌机内的混凝土浆料卸出，装上9~11.8t的地下自卸卡车拉向采场。全过程约2min；而卡车运送卸载一循环为8min，在一台搅拌机向卡车装料时，另一台即可进料，两台搅拌机独立操作，互不干扰。见图1-13-24。

总结以上诸例，搅拌站的分散式，即充填料仓或水泥浆搅拌置于地表，最终混合搅拌设于井下的这种布置方式，一般都是由于深井的原因，且有的还采用了混凝土的充填工艺，借以就地处理井下废石，减少排水量，这对深井来说是不可忽视的问题。

然而并非深井就一定要用分散式布置，如图2-13-115所述Magma矿的地面集中搅拌站，就是为井深884米服务的，而且还计划延深到1340m。这个矿为限制竖井管中浆体自由落下的速度，也在井筒中从地表下61m起，每隔60m一段的管子里设一喉管以限制速度。

13.3 搅拌站的主要设施和设备

胶结充填搅拌站的流程与布置形式虽有多种，但都是由砂、水泥、混料等三个系统及其进出料输送装置为主；配以上述三系统的计量、控制及监视仪表系统和供水、供风、起重、通风、收尘及排尘等辅助部分组成。

13.3.1 砂 仓

砂仓是储料和按给定参数放砂的重要设施，它的选型及容积确定，不仅决定着整个搅拌站的生产能力和生产的持续性，而且还平衡供砂单位与搅拌站耗砂的波动，以及所放砂的状态和浓度。

砂仓的型式由出砂或放砂的方法及所存砂的状态来决定。其主要类型有卧式、池式、圆筒式及筒仓式或称立式砂仓等数种，至于具有搅拌器的悬浮态储砂池，国内尚未使用。国外虽不乏实例，但终因耗能大，似有渐被立式砂仓取代之势。

站的砂仓总容积应不小于井下要求的一次最大充填量，并考虑到供砂与用砂之间的均衡。

13.3.1.1 卧式或槽式砂仓

是一种用电扒出砂的长槽形砂仓，一般仓的长度为25~40m，仓宽为3~5m，仓深为2.5~3.5m。仓尾端有溢流槽及仓底排水孔，仓的主要储砂部分底板有(向排水孔方向)

① 见Joel K. Waterland, Hydraulic Backfilling at Homestake, Mine filling, 1975(The Aus I.M.M.).

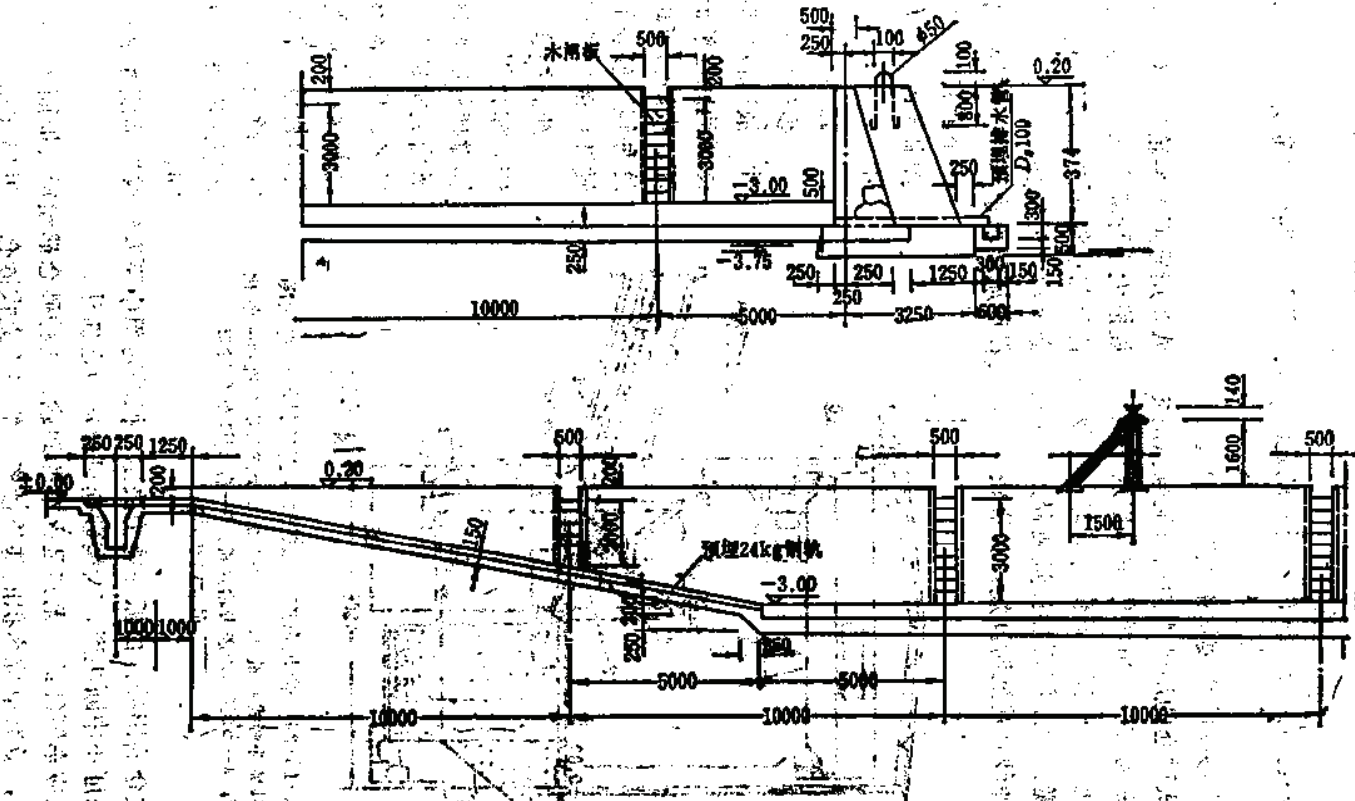


圖 1-13-26 凡口鉛鋅礦金星嶺2°攪拌站用砂倉

1%左右的排水坡度。仓尾并有固定电扒尾轮的钩环。较长的砂仓应在仓长的中部设电扒尾绳托轮。仓的出砂端底板则做成向地面水平的坡度,一般为0.2,以利电扒斗出砂。若砂仓底板高出地面(如丰山铜矿),就不需任何坡度。

为增大搅拌站的能力和机动性,一般用几个这样的砂仓并联起来,每个仓配一台电扒。

这种仓多为敞露式的,所存的是溢流脱水干砂,其含水量受存仓时间,天气晴雨的影响。

槽式砂仓的主要构造见图1-13-25。

槽式砂仓的出砂能力由所配电扒决定,扒斗用箱形或半箱形,但当存砂干燥时,用普通扒斗更为有效。电扒绞车选用双筒型,其规格大小计算方法与一般电扒选型相同。

为使扒斗向搅拌槽供料均匀,在砂仓出料口与搅拌槽之间应加螺旋给料机,也可在给料机与搅拌槽之间再加计量装置,如凡口矿金星岭2号搅拌站。

这种砂仓基建时间短,投资较省,对工程地质要求也不严。其缺点是占地面积大,出

砂不能自流,要靠机械,浓度控制不准确,也难以达到自动化。

13.3.1.2 池式砂仓

多做成矩形,视供砂的条件,放砂或出砂的方式不同,可做成池底在地面上、池底低于地面、或池口平地面等几种形式。这种矩形砂仓的派生形式便是一端开口的簸箕式砂仓。

池式砂仓所存砂的状态有干砂、如金川二矿区的东、西部充填搅拌站的矩形砂池,西部仓的砂由火车运来,东部仓由汽车运砂来。出砂都是用抓斗。这种砂仓为保持干砂的状态,且还有抓斗的起重行车及皮带的受料设施等,故应有厂房覆盖,而且仓底还应有排水设施。见图1-13-26。

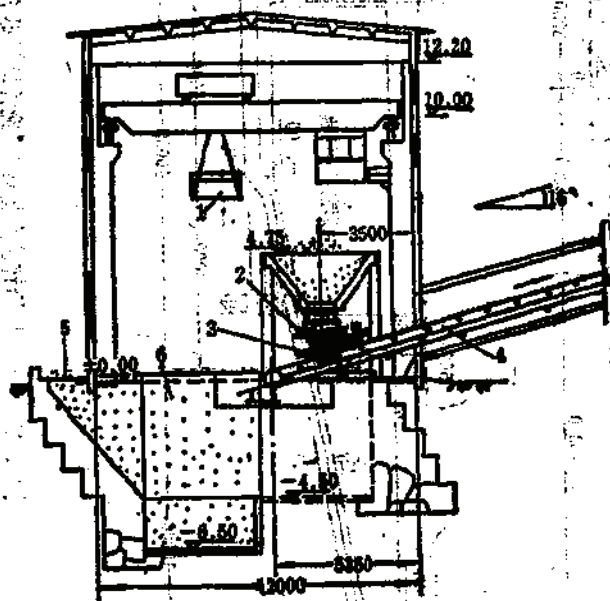


图 1-13-26 金川东部(二矿区)搅拌站池仓立面图

1—1.5t抓斗式起重机; 2— $\phi 2000$ mm圆盘给料机; 3—净化振动筛; 4—B500mm胶带输送机; 5—自卸汽车卸砂口; 6—砂仓(1300t)

池式仓的出砂,由抓斗能力决定,抓斗可用中型双绳或四绳双颚平口式,为增大出砂能力和保证不中断生产,大型砂仓可配备两台抓斗。

为适应车辆卸载,尤其是火车的卸载,这种砂仓都建得占地面积大,且有厂房和起重抓斗设备,故其单位容积的基建投资一般高于立式砂仓(见13-5-27);这种砂仓还需用抓斗将卸车侧的砂堆倒运到另一侧,才能使仓装满,故耗能也较大。但由于其面积大,因而仓容的后备能力也大。如金川二矿区西搅拌站砂仓,设计容积为3500t,而实际可装

5000t。

矩形砂仓也可由管道供浆状砂，砂浆进仓后用溢流和渗透法脱水，存放脱水干砂，这一点与电机出砂的卧式槽形砂仓一样。唯放砂时可用水枪冲成要求的浓度的砂浆再自流放出，如图1-13-13的例子。也有在池底装造浆喷嘴使砂再成浆状后放出，如新城金矿用作为储备用砂的1000m³储砂池便是，见图1-13-16。显然，这种放砂法的仓底应该有砂浆自流的坡度，约为6~8%，如过小，则要用水枪帮助清底。这种仓可不需要厂房，因而造价比立式砂仓低。

13.3.1.3 浅圆筒形砂仓

此类仓的高与直径之比远比筒仓小，但比水砂充填中的所谓砂盆要大些，一般H/D近于1。它多用作受带式输送机供来的脱水砂，如图1-13-10中的800m³砂仓和图1-13-18中的两个3000m³砂仓都属这一类型。仓底有排除储砂渗出水的水度和排水孔，以利于用带式、环形出料机或其它机械给料设备输出仓内存砂，否则会降低给料机的效率。

国内现尚没有使用这种砂仓的实例。兹将图1-13-20中的砂仓列于图1-13-27。

从上图中可以看出，使用这种仓当直径较大时，仓顶应有布料机。仓底放砂如只靠仓壁周围的孔，则砂仓的容积利用率会大大降低，按上图仓的几何容积应为4200m³左右，而它在图1-13-20中只注为3000m³，则有效容积只有70%左右。而在图1-13-10中的800m³的这种砂仓，其出砂方式是在仓底布置了4台皮带给料机，提高了容积利用率，但这又会使出砂系统复杂化。这是这种砂仓的固有弱点。

13.3.1.4 立式砂仓

即储存沉淀沙的筒仓，它可接纳任何浓度的来料，并在仓底部造浆后借重力连续放砂。

立式砂仓储砂和再造浆后能放出的根据是：一定粒度组成的某些砂状物料在其自然沉淀状态，如无外界干扰力的参与，则可在相当长的时期内（铜录山曾有半年的例子），保持其半流体性质，且易于再造浆而呈流态。

立式砂仓具有进料出料最为简单，在一定范围内浓度与流量较易控制，实现自动化容易等优点，故虽有基建费用高，对工程地质要求较严等缺点，在国内外仍是使用得颇为广泛的一种。图1-13-28所示为用钢板焊制的立式砂仓。

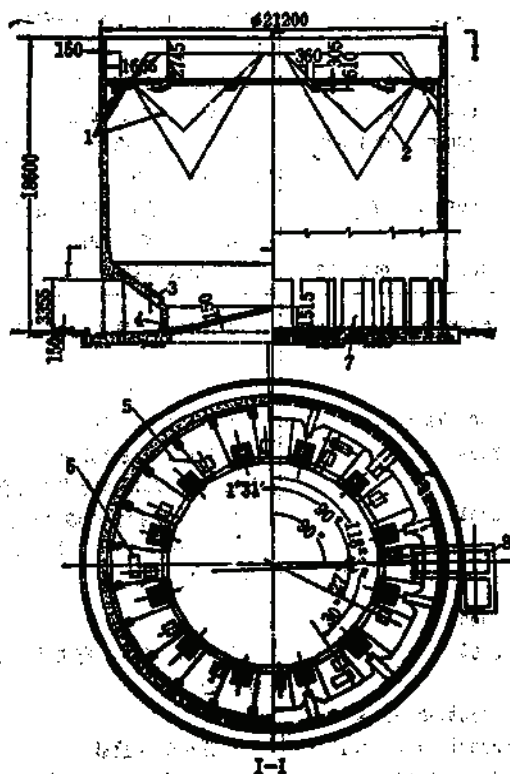


图 1-13-27 New Broken Hill 混料站的筒形脱水砂仓图

1—干尾砂堆积线；2—湿尾砂堆积线；3—12个放砂口沿圆周分布；4—排水孔；5—780×780mm驱动支座基础12个；6—634×1350mm驱动（环形出料机）电机基础8个；7—空格24个；8—砂井

与其它砂仓一样,立式砂仓总容积应能满足井下的一次最大充填量及其连续性的要求,同时考虑到供砂的不均衡性问题。为了减小单个砂仓的容积和具有备用的作用,多将砂仓建成2~3座,这样各砂仓的进砂与放砂可以相互倒换操作,也可减少所建砂仓的总容积。表1-13-4为某些矿山搅拌站立式砂仓容积的实例。

立式砂仓容积实例

表 1-13-4

矿 山 名	充填法采矿能力 (t/d)	立式砂仓规格(座数× m ³ 或t, φ×Hm)	备 注
新城矿	500; 分层充填	2×455m ³ , φ7×13	矿方自加1000m ³ 矩形砂池一座
熊家金矿	500; 分层充填	2×455m ³ , φ7×13	二期工程增建860m ³ 砂仓
三山金矿	1500;	2×965m ³ , φ9×17.6	放砂管8"15'正在施工
凡口铅锌矿	3000; 分层充填; 少量事后充填	2×1000m ³ , φ9×22	放砂管15", 金矿共有其它形式搅拌站4座
铜录山铜矿	1100; 分层充填, 只放面层	2×460m ³ , φ7×13	分成两个独立的搅拌站, 其中4"站另有一矩形砂池
黄砂塘铅锌矿	1500;	2×1000m ³ , φ9×22	有吸出式放砂管
大厂铜矿铜坑	前期26万m ³ ; 后期55万m ³ , 每年充填量, 一次3000m ³ 事后	2×φ1800m ³ , φ11×26	有旋转喷嘴和吸出式放砂管
湘西金矿 Sigma矿	500; 分层及事后充填, 月7万t, 60~65千t/h	2×500, φ8×22.5 1×350t	有吸出式放砂管 锥形底, 中央单孔φ100mm 放砂管经φ75mm管灌入混合箱
Kidd Creek矿	事后充填及矿柱回采充填200t/h	1×500t	200t/h仅指立式砂仓; 在立式砂仓前另有一150t的筛分仓, 旋转喷嘴放砂
Cresighton矿 Beaverlodge矿	360t/h充填能力 1000; 分层充填	2×3000t 1×650t	另设2×350t具有搅拌器的筛砂仓
列瓦克矿 Thompson矿 丰山铜矿	6500;	2×2940t, φ10.7×18.3 1×2300t, φ10.6×15.3 1×500, φ7×14	有旋转喷嘴放砂 钢板仓身、钢筋混凝土底座 有吸出式放砂管

1. 立式砂仓的构成

一般由仓顶结构、溢流环槽及其溢流管、仓身及其爬梯和人孔、仓底及其内部的造浆系统与外部的放砂系统以及仓座等五部分组成。

立式砂仓通常用钢筋混凝土为仓体, 其仓底为半球形。为制作及安装附属管道的方便, 其球形仓底多用钢板焊制, 见图1-13-19(c、b)。当仓容量较小, 一般是在500m³以下时, 为加快并简化施工, 国内外都有用全钢板焊制的, 见图1-13-28。也有连仓座也用型钢作柱建成的, 可以一面制作钢仓, 一面同时施工底座, 一个月内可全面组装建成。钢板用14~16mm厚, 据铜录山已用了五年的观测, 磨损甚微。

1) 仓顶部分

包括有仓顶房、进砂管或旋流器及其安装支架、清除进砂中可能混入的大块杂物的格

筛、料位测定仪、人行栈桥及安全栏杆等。有的还有起重梁，起重梁在生产中作用不大。有些仓无仓顶房，仅有一圈安全栏杆。也有的仅有房盖而无墙，这多见于钢制砂仓。

2) 溢流环槽

位于仓口内壁格筛标高稍下处，其作用是减缓溢流速度，减少砂粒流失。槽底应有向溢流管接口处汇集的坡度，其值应在0.03~0.05之间。溢流环形槽的宽度可取0.5m，其深度的最浅处，可取0.3m。

为清洗溢流环槽，可在仓顶设冲洗用压力水供水点。

溢流管的直径可比供砂管直径大一级。

3) 仓身

仓身是储砂的主要部分，其内壁除设有供检查用的从仓口到仓底的爬梯外，还应在仓身与半球形仓底的联接处设有人孔及其密封门，此孔应邻近内壁的爬梯，人孔的仓壁外侧与地面间应设人梯，并在孔与梯的联接处设有安全栏杆的小平台，以利人和物的进出和人孔门的开闭及检修。

此外，砂仓的进料管、溢流管和供水管等应尽可能的布置在可相互靠近的地方，如果是沿砂仓安装，则在仓外还应有安装检修的爬梯。最好的布置方式是将所有的管道，包括水泥仓的有关管道，都集中安装在楼梯间的电缆管道格内，这点对中、大型搅拌站来说是很必要的。

4) 半球形仓底

由于底内设有松动和造浆喷嘴，底外又有放砂装置联系于其上，故是砂仓的关键部位。仓底做成锥形的用得极少，只有加拿大sigma和Black mountain矿使用，前者为350t小型尾砂仓，仓底内部装有4条 $\phi 25\text{mm}$ 的喷水管，每条喷水管上装有14个喷嘴，锥形仓底中心处开有一 $\phi 100\text{mm}$ 的放砂管口，其放砂能力每小时为60~65t。

对绝大多数半球形仓底来说，是在仓底内部沿圆周布置，并在沿高程上有2~3圈松动喷嘴用的供水管。在此管上每间隔600~700mm安装一个上述喷嘴，喷嘴指向砂仓中心。每相邻的两个喷嘴，其中一个呈仰角 45° ，另一个则为 15° ，相互错开，故每一圈的喷嘴数都应是偶数。最上一层喷嘴供水管圈布置在半球形体与仓身联接处偏上200~300mm左右，以避开管支座落在联接处的焊缝上。最下一层管圈则布置在离半球形仓底最低处以上300~500mm处。中间一圈则位于上下两圈高程差的一半处。在仓底放砂孔的周围还布有

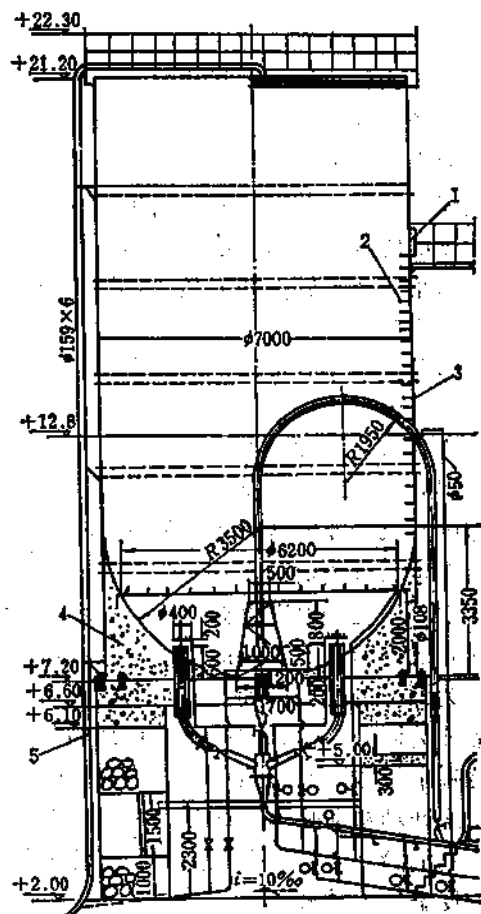


图 1-13-28 钢板焊制的立式砂仓图 (铜录山铜矿)

1—检修人孔；2—爬梯 $\phi 16 \times \phi 300\text{mm}$ ；3—仓身 $\phi 16$ 钢板；4—仓底基座；5—进砂管

造浆喷嘴。

以前设计中,这三圈除通入高压水外,还可进压缩空气。原意是怕喷水过多,致使砂仓内浓度太低。但实际上由于砂沉淀较快,水很快上浮为覆盖水,故不会因此而出现浓度过低的情况,因而某些矿山按实践经验,早已停用压气。此外,喷嘴布置各有不同,有的布置在第一圈,有的布置在第二、三圈,如铜录山矿替丰山铜矿作的立式砂仓设计,就已取消了第二、三圈喷嘴。三山岛金矿等立式砂仓取消了第一圈喷嘴。

喷嘴供水圈应有冲砂排出口,以便冲洗出可能经喷嘴进入管内的泥砂。

喷嘴除呈环圈布置外,也有呈辐射状布置的,如图1-13-21(c)所示的Mufulira地下立式砂仓。它的喷嘴群在平面图上类似轮辐状,而在立面图上呈半球形分布,这样放砂口处的喷嘴更密集一些,这些较密集的喷嘴实际已不是松动喷嘴,而是造浆喷嘴了。辐射状布置喷嘴群的例子还有前已提及的用锥形仓底的sigma矿的砂仓,不同的是sigma矿砂仓小,只用了4根管,即4条“辐”,而Mufulira矿在大型仓里用了8条“辐”。

5) 仓座

仓座是全砂仓的地面上的支座,也是仓底外部放砂设施的安装空间,故仓座应建成有工作通道、安全通道、采光等的室式建筑。

2. 立式砂仓的放砂方式

常用的有三种,即重力自流放砂,虹吸式放砂和旋转喷嘴放砂。这三种都需先在仓底将沉淀砂加水稀释至要求浓度的砂浆后再放出,即所谓造浆。

1) 重力自流放砂

有中心单孔和多孔之分。上述sigma和Mufulira两矿的砂仓都是中心单孔放矿。

多孔放砂的孔数,一般除中心放砂孔为必须外,另外在约以仓直径的 $1/4$ 为半径,以仓圆心为圆心的仓底圆周上,均匀的分布三个或四个放砂孔。在这三或四个放砂孔的周围,以放砂孔为圆心,以1000mm为直径的圆周上,均匀分布造浆喷嘴4个。放砂浓度,主要是靠这每个放砂孔的造浆喷嘴的喷水量而定;只有在这些喷嘴给水量很小,而放砂仍然很稀时,才开动松动喷嘴。这时意味着砂仓中可能结拱或有贯穿覆盖水的通道,需要松动喷嘴将它们消除,使放砂孔总是处于沉淀砂体下,用造浆喷嘴有控制地在孔周围形成要求的砂浆浓度条件下放砂。

中心放砂孔的周围,如已有最下一圈松动喷嘴,则可不另设造浆喷嘴。

造浆喷嘴系垂直向上安装的。喷嘴装在直立于仓底面的供水管上,管的长度以500mm左右为宜。过高时,此管有可能被下降的砂团冲倒,此供水管最好套上护管以加强。喷嘴安装过低时,则沉淀砂尚未完全造浆便流入放砂孔。

仓底部喷嘴布置立面,见图1-13-29。

至于喷嘴的型式,不论是松动的还是造浆的,当前用的都是弹力套式逆止型。这种喷嘴能有效的防止砂浆堵塞,构造也不复杂。缺点是阻力较大,据铜录山测定,约有0.9 MPa。另外现用的乳胶弹性套管易被尾砂中的有害成分浸泡老化失效,并还有与喷嘴芯粘结,不易卸下的缺点,因而在使用中必需定期检查,并及时更换。图1-13-30为弹力套式逆止喷嘴示意图。

2) 虹吸式放砂

这种放砂方式国内首先在铜录山矿试用成功。根据该矿使用两年多的经验,其放砂浓

度可比底部自重放出高2%~4%，浓度的稳定性也好，其结构也较简单，所以在黄砂坪、湘西金矿、大厂锡矿等设计中，均先后采用。但由于虹吸式不可能全部吸干净仓内存砂，砂仓的吸管出故障无法处理，故为了检修清仓，所有采用吸出式放砂的砂仓，都还是保留了中心孔放砂装置，见图1-13-28。

类似的吸出放砂装置，1977年以前即已用于苏联煤矿的充填用砂浆仓中。其特点是向卸载处，向放砂吸口处供压力水，位于吸嘴和水管口之间的沉淀砂，在水的压力作用下浮起并被吸入放砂管，且不断由新落下的沉砂填补其吸空区，得以连续放砂，据称当水的静压力超过卸载处的局部阻力约3m水柱时，仓内砂浆即可自动放出，见图1-13-31。

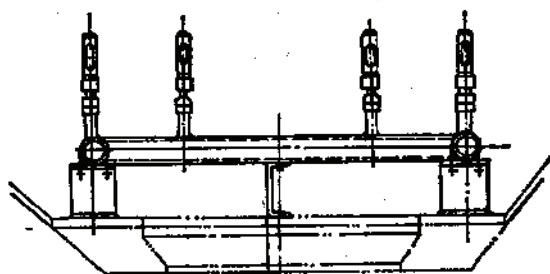


图 1-13-29 仓底部喷嘴布置立面图

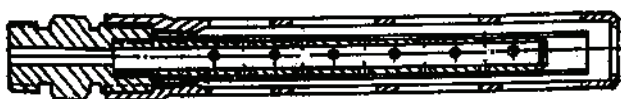


图 1-13-30 弹力套式逆止喷嘴

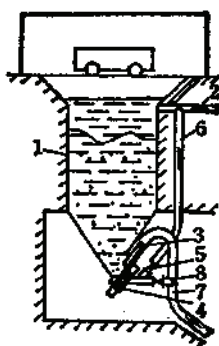


图 1-13-31 仓式砂浆池系统图

1—仓式砂浆池；2—供水管道；3—浓度调节器的活套管，
4—浓度调节器的传动装置；5—水量调节阀；6—供水旁
路管；7—砂浆管道；8—冲洗砂浆管道闸门

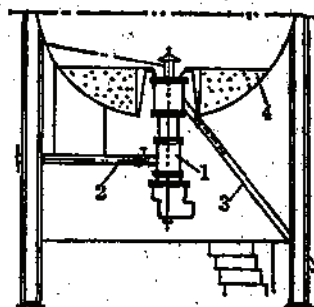


图 1-13-32 旋转喷嘴工作原理图

1—旋转喷嘴；2—高压水管；3—砂浆
流向搅拌槽；4—砂仓(2500t)

这种吸砂口并附有浓度调节器，借活动套管的伸缩，调节吸口与水管口的距离，从而调节了浓度。活套管的伸缩可用气缸或油缸实现。

吸出式放砂法的松动与造浆喷嘴布置原则与重力自流式同。

3) 旋转喷嘴放砂

即用Marcona式喷嘴，或称Marconaflo造浆法放砂。它是一个安装在立式砂仓底部的一台每分钟转一圈的旋转喷嘴，它喷射出高压水射流，切削仓内底部的沉淀砂，然后借自重流出。国内已在大厂锡矿的大型砂仓中采用。

此法原用于其它部门的大型粉状矿物的储仓中，1978年底，Thompson的Manitoba

矿在老砂仓的改进上引用, 1982年Kidd creek矿在新增的立式砂仓中也采用了。

由于此法是在砂仓中, 进行强制性的切采, 整个砂柱下降均匀、不会出现覆盖水的贯穿流道、因而浓度控制容易, 且也不会因仓内料位较低后浓度急剧下降的情况。缺点是增加了运转设备, 给维护增加了工作量。其工作原理见图1-13-32。

3. 立式砂仓各部尺寸确定

砂仓简图见图1-13-33。图中未示出仓顶结构, 该部尺寸是由有无仓顶房或盖, 有否旋流器、进料管、人行栈桥及安全栏或其它仓顶设施的要求而定。

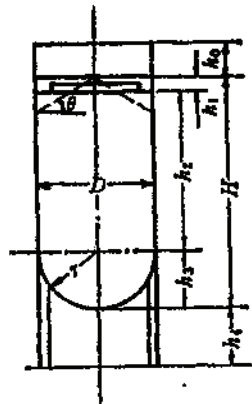


图 1-13-33 立式砂仓简图

仓口部分高 h_1 按进料管出口、格筛、溢流环形槽等的布置而定, 一般可取0.6~1.0m左右。溢流环形槽的尺寸见13.3.1.4中有关部分。

h_2 为仓身高, 是仓的有效储砂部分。这部分的有效容积 V_s , 一般不应小于地下要求的一次连续充填体积 V_c 所需要的砂量。

1) 砂仓有效容积 V_s 计算

(1) 所需的基础资料

计算 V_s 时需具备下列基础资料:

已计入了充填时流失量及充填体干涸过程中沉降量的 V_{c1} ;

充填体干涸后的密度 ρ_{s1} ;

单位充填体中的水泥量 q_c , 或灰、砂比;

砂仓中沉淀砂的密度 ρ_s , ρ_s 随充填用砂的物理性质不同而异, 如焦家金矿的 $\rho_s = 1.6 \text{ t/m}^3$, 铜录山为 1.89 t/m^3 , 而该矿在吸出式放砂试验时测定 $\rho_s = 2.19 \text{ t/m}^3$ 等等, 因而最好是分别由试验得出;

砂(密实体)的密度 ρ_{s0} ;

供来砂仓的砂浆质量浓度 C_{mp} 。

(2) 有效容积 V_s 计算方法

已知供给砂仓的砂浆质量浓度 C_{mp} 和 ρ_{s0} 求供来砂浆的密度 ρ_p (t/m^3);

$$\rho_p = \frac{\rho_{s0}}{\rho_{s0} - C_{mp}(\rho_{s0} - 1)} \quad (1-13-1)$$

再求供来砂浆的体积浓度 C_{vp} (m^3/m^3)

$$C_{vp} = \frac{\rho_p - 1}{\rho_{s0} - 1} \quad (1-13-2)$$

在已知沉淀砂的密度 ρ_s 的条件下, 求沉淀砂的体积浓度 C_{vs} (m^3/m^3)

$$C_{vs} = \frac{\rho_s - 1}{\rho_{s0} - 1} \quad (1-13-3)$$

已知充填体的密度 ρ_t (t/m^3)和单位充填体中平均水泥含量 q_c (t/m^3), 求一次充填量 V_t (m^3)中的含砂量 V_{s0} (t)

$$V_{s0} = (\rho_t - q_c)V_t \quad (1-13-4)$$

将 V_{s0} 换算成沉淀砂的容积 V_s (m^3)

$$V_s = \frac{V_{s0}}{C_{r_s} \rho_{s0}} \quad (1-13-5)$$

将 V_s 乘以站内流失系数 K , 取1.05, 即为砂仓所需有效容积 V_e (m^3)

$$V_e = KV_s \quad (1-13-6)$$

再计算装满砂仓 V_e 时所需要供来的砂浆量 V_r (m^3)及溢出的水量 V_w (m^3)

$$V_r = \frac{C_{r_s}}{C_r} V_e \quad (1-13-7)$$

$$V_w = V_r - V_e \quad (1-13-8)$$

在计算有效容积时, 可不考虑砂堆积的安息角, 因为在供来砂浆的冲击下, 本来呈半流态的砂在水中动安息角就很小, 加上外力, 即可忽略不计, 根据实践, 常可将砂仓装平齐溢流槽。

仓身人孔直径, 对于钢筋混凝土砂仓, 可取600~700mm, 以便人员和物料的进出; 对于钢板制砂仓, 可适当小一些, 但应比标准的压力容器人孔稍大, 建议取500~600mm。

h_s 为半球形体的高度, 其值即等于球形半径 r 或仓直径的一半。在 h_s 范围内的砂, 按照生产实践和试验室的实验, 其放砂浓度极易失控而降低, 故可列入无效容积。根据调查, 立式砂仓真正稳定的浓度料位, 还在半球部以上, 甚至达到仓直径的0.8倍左右。图1-13-34为铜录山矿立式砂仓的料位与浓度变化的曲线。

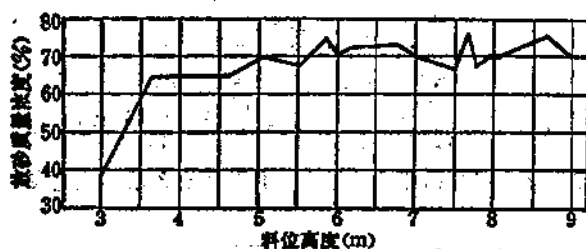


图 1-13-34 放砂浓度与料位变化关系示例

由于料位高在相当于 D 至 $D/2$ 时, 其放砂浓度虽不稳, 但尚能予以控制在一定的范围内, 所以仍将无效高定为 $D/2$ 处。

h_4 为仓底最低处至仓的放砂室地面之间的高度, 其值视放砂装置及其有关管道等的布置而定, 一般为4~5m之间。

砂仓的全高即由 $h_1 + h_2 + h_3 + h_4$ 再加仓顶结构高组成, 而仓的几何容积部分高则为: $h_1 + h_2 + h_3 = H$ 组成。对于立式砂仓, $H/D \approx 2 \sim 2.5$, 则仓的直径 D (m)可按式求得:

2) 砂仓直径及几何容积计算

按前述, 砂仓可装平至溢流槽口, 故取 h_1 的无效高为 $0.05D$, 即砂仓有效高 h_e (m)为:

$$h_e = (1.45 \sim 1.95) D \quad (1-13-9)$$

$$\text{由于 } V_e = \frac{1}{4} \pi D^2 h_e = (1.14 \sim 1.53) D^3$$

则

$$D = \sqrt[3]{\frac{4V_e}{(1.45 \sim 1.95)\pi}}$$

$$\text{或} \quad D = (0.96 \sim 0.87) \sqrt[3]{V_s} \quad (1-13-10)$$

砂仓的几何容积 $V_B (\text{m}^3)$ 为:

$$V_B = H \frac{\pi}{4} D^2 - \left(\frac{\pi D^3}{8} - \frac{\pi D^3}{12} \right) = (1.44 \sim 1.83) D^3 \quad (1-13-11)$$

当 D 值较大, 或需备用仓时, 可将 V_s 除 2 或 3, 意即总有效容积为 V_s , 而每个砂仓的容积则为 $V_s/2$ 或 $V_s/3$, 除特大搅拌站外, 一般以建两个砂仓为好。

4. 砂仓容积计算举例

(1) 已知: 一次要求充填的体积 V_f 为 1500 m^3 ; 干充填体密度 ρ_f 为 1.8 t/m^3 ; 充填体中平均水泥含量 q_c 为 0.25 t/m^3 ; 砂的(密实体)密度 ρ_m 为 2.67 t/m^3 ; 沉淀砂的质量浓度 C_m 为 80% ; 供给砂仓的砂浆质量浓度 C_{ms} 为 0.4 ;

(2) 求: 满足一次充填体积的砂仓有效容积 V_s , 相应的供来砂浆量及溢流水量, 砂仓的直径 D 和 H 及砂仓座数。

$$\begin{aligned} \rho_s &= \frac{\rho_m}{\rho_m - C_{ms}(\rho_m - 1)} = \frac{2.67}{2.67 - 0.4(2.67 - 1)} = 1.33 \text{ t/m}^3 \\ C_{sp} &= \frac{\rho_s - 1}{\rho_m - 1} = \frac{1.33 - 1}{2.67 - 1} = 0.2 \text{ m}^3/\text{m}^3 \\ C_{ms} &= \frac{\rho_s - 1}{\rho_m - 1} = \frac{C_m}{\rho_m - C_{ms}(\rho_m - 1)} = \frac{0.8}{2.67 - 0.8(2.67 - 1)} = 0.6 \text{ m}^3/\text{m}^3 \\ V_{ms} &= (\rho_s - q_c)V_f = (1.8 - 0.25) \times 1500 = 2325 \text{ t} \\ V_s &= \frac{V_{ms}}{C_{ms}\rho_m} = \frac{2325}{0.6 \times 2.67} = 1451 \text{ m}^3 \\ V_s &= KV_s = 1.05 \times 1451 = 1524 \text{ m}^3 \\ D &= \sqrt[3]{\frac{4V_s}{(1.45 \sim 1.95)\pi}} = \sqrt[3]{\frac{4 \times 1524}{1.45\pi}} = 11.15 \text{ m} \end{aligned}$$

上式中计算时取 $H/D = 2$, 计算结果仓 D 较大, 且为了有备用, 拟建成两座砂仓, 则每座砂仓的直径 D 为

$$D = \sqrt[3]{\frac{4V_s/2}{1.45\pi}} = \sqrt[3]{\frac{4 \times 1524/2}{1.45\pi}} = 8.75 \text{ m}$$

取 $D = 9 \text{ m}$, 则每座砂仓的几何容积为

$$V_B = \left(2 - \frac{1}{6}\right) \frac{\pi}{4} D^3 = \left(2 - \frac{1}{6}\right) \frac{\pi}{4} \times 9^3 = 1050 \text{ m}^3$$

$$\text{或} \quad 1.44 D^3 = 1.44 \times 9^3 = 1050 \text{ m}^3$$

仓的几何容积部分高 H

$$H = 2D = 2 \times 9 = 18 \text{ m}$$

如砂仓底下的放砂装置及操作台等布置确定, 即可定出 h_s , 设为 4.5 m , 则仓的全高 H_s 为:

$$H_s = H + h_s = 18 + 4.5 = 22.5 \text{ m}$$

以上 H_s 未包括仓顶上的构筑物高度。

装满两座砂仓时, 所需要供来的砂浆量

$$Q_s = \frac{C_m}{C_{ms}} 2V_B = \frac{0.8}{0.2} \times 2 \times 1050 = 6300 \text{ m}^3$$

装满两砂仓的沉淀砂时, 所溢出的水量

$$Q_w = Q_s - 2V_B = 6300 - 2 \times 1050 = 4200 \text{ m}^3$$

根据所计算出的 Q_w , 可作处理溢流水设计的条件。另外, 装仓时, 溢流槽至仓口的这部分高度不可能充满, 由于这段高很小, 故在计算 Q_s 时未予舍去。

计算决定的每个砂仓有效容积为:

$$V_s = 1.45 \frac{\pi}{4} D^3 = 1.45 \frac{\pi}{4} 9^3 = 830 \text{ m}^3$$

砂仓利用系数 η_s 为:

$$\eta_s = \frac{V_s}{V_D} = \frac{830}{1050} = 0.79$$

采用较大的 H/D , 即可提高砂仓的容积利用率。

但在采取提高 H/D 时, 应考虑相应的地基耐压力及施工条件等因素。

5. 立式砂仓放砂系统主要参数确定

1) 仓底重力自流式放砂的喷嘴所需水压及水量。

喷嘴在仓内砂浆淹没条件下的喷射, 根据生产实践, 喷嘴所喷出的水以稀释沉淀砂为主, 而以喷出射流的冲击力打击砂团为辅, 因而其水压 P 所需值可按下式计算:

$$P = (H \pm Z) \rho_s \cdot g + \left(\sum \lambda \frac{L}{d} + \sum \xi \right) \rho_s \frac{V^2}{2} + h_f \quad (1-13-12)$$

式中 ρ_s ——砂仓中沉淀砂的密度, t/m^3 ;

H ——砂仓高, m ;

h_f ——喷嘴阻力, Pa ;

P ——喷嘴所需压力水源的压力, Pa ;

λ ——供水管网沿程阻力系数;

L ——供水管网总长, m ;

d ——相应于 L 的各管径, m ;

ξ ——各局部阻力系数;

V ——各 d 中水的流速, m/s ; 取 2.5 m/s ;

Z ——供水源与喷嘴的高差, m , 供水源比喷嘴低时取正值。

计算举例(续前例):

$$\text{用前例中所求} \quad \rho_s = \frac{2.67}{2.67 - 0.8(2.67 - 1)} = 2 \text{ t/m}^3$$

$$\text{即得} \quad \rho_s = 2000 \text{ kg/m}^3$$

前例计算出仓体高 $H = 18 \text{ m}$; $h_f = 0.09 \text{ MPa}$; $\left(\sum \lambda \frac{L}{d} + \sum \xi \right) \times \frac{V^2}{2g}$ 为供水管网总阻力, 应按管网布置图计算, 此处为简化起见, 设管实际长加当量长为 100 m , 总阻力系数为 0.12 ; Z 应按配置立面图定, 此处设为 9 m , 代入上式:

$$P = (18 + 9) \times 2000 \times 9 + 0.12 \times 2000 \times \frac{1}{2} \times 2.5^2 + 90000 = 620490 \text{ Pa}$$

一般搅拌站的喷水压力多取 0.7 MPa , 当正在喷水时, 管中所测水压约在 $0.45 \sim 0.6 \text{ MPa}$ 之间。上式是按满仓时计算的, 当放砂过程中, 这一值将随料位的降低而逐渐减小, 而喷射水能则逐渐增大, 因而需作相应的调节。

喷嘴所需水量应分两部分, 一是供给造浆用喷嘴, 这部分水量应控制在沉淀砂稀释至放出砂浆的允许浓度之内。二是松动喷嘴用水量。

造浆喷嘴用水量:

已知给定放砂质量浓度 $C_{m\%}$ 时, 则其含水量应为:

$$Q_{wd} = \frac{\rho_{s0} - \rho_s}{\rho_{s0} - 1} \quad (\text{m}^3/\text{m}^3) \quad (1-13-13)$$

式中 ρ_s 为放出砂浆在 C_{ms} 浓度时的密度, 仍用前式 $\rho_s = \frac{\rho_{s0}}{\rho_{s0} - C_{ms}(\rho_{s0} - 1)}$ 求得。

沉淀砂含水量

$$Q_{ws} = 1 - C_{ws} \quad (\text{m}^3/\text{m}^3) \quad (1-13-14)$$

则每放出 1m^3 的 C_{ms} 浓度的砂浆, 需要喷出的造浆水 Q_w (m^3) 为:

$$Q_w = Q_{ws} - \frac{1 - Q}{1 - Q_s} Q_{ws} \quad (1-13-15)$$

计算举例 (续前例)

设给定的放砂质量浓度 $C_{ms} = 0.72$, 按前已算出 $C_{ws} = 0.6$, 则 $\rho_s = 1.82\text{t}/\text{m}^3$, 而砂浆含水量为:

$$Q_{ws} = \frac{\rho_{s0} - \rho_s}{\rho_{s0} - 1} = \frac{2.67 - 1.82}{2.67 - 1} = 0.51\text{t}/\text{m}^3$$

每放出 1m^3 $C_{ms} = 0.72$ 浓度的砂浆, 需要喷出的造浆水量为:

$$Q_w = Q_{ws} - \frac{1 - Q_{ws}}{1 - Q_{ws}} Q_{ws} = 0.51 - \frac{1 - 0.51}{1 - 0.4} (1 - 0.6) = 0.183\text{m}^3/\text{m}^3$$

设井下每 1500m^3 的充填量要求 3 天内充完, 每日 2 班, 每班 5h 纯工作时间, 则每小时应放出的合格浓度砂浆量为:

$$Q_{ps} = \frac{V_{ms}}{d \times f \times h} \times \frac{1}{C_{ms} \times \rho_{ms}} = \frac{2325}{3 \times 2 \times 5} \times \frac{1}{(1 - 0.51) \times 2.67} = 59.24\text{m}^3$$

每小时的造浆喷出水量最大不应超过 $q = Q_{ps} \times Q_w = 59.24 \times 0.183 = 10.84\text{m}^3$

松动喷嘴用水量:

松动喷嘴使用的随机性很大, 其喷出的水并不都随砂放出, 而是绝大部分喷水由于仓内砂的松落下落仓底, 使水上升成为覆盖水。故这部分水量可按与喷嘴群等断面的供水管输水量而定。如上例中, 砂仓 D 为 9m, 其最大一圈的喷嘴给水环形管为 $\phi 8.5\text{m}$, 按相邻喷嘴间距为 0.75m 计, 则此圈喷嘴数应为 36 个; 当前某些搅拌站用的弹性逆止喷嘴, 每个喷嘴有喷射孔 20 个, 每个孔的直径为 2.5mm, 则共有喷水面积为 98mm^2 , 一圈总计为 $36 \times 98 = 3528\text{mm}^2$, 相应的供水管直径则应是 67mm, 按水管一般流速以 $2.5\text{m}/\text{s}$ 计, 则

供水量应为 $32\text{m}^3/\text{h}$ 。由于不可能需要几圈松动喷嘴同时喷水, 所以此水量加上造浆喷嘴用水量即为站内一座砂仓同时所需高压水的最大耗水量。实践证明, 这种经验算法, 能满足生产要求。

2) 放砂管径及坡度确定

管径应接近临界流速, 而又满足砂浆流量的需要, 且在重力自流的情况下, 坡度又是保证实现上述流速所必需的条件。

按放砂管的工作条件, 是在压头处于从满仓时的最大, 到清仓时接近于零; 且有可能由于造浆不均, 某个下砂口处于暂时濒临断流的情况。因而, 放砂管的下向坡度, 不得小于水力矿浆管道输送限制坡度, 一般为 $10 \sim 16\%$, 因不同浆体而有区

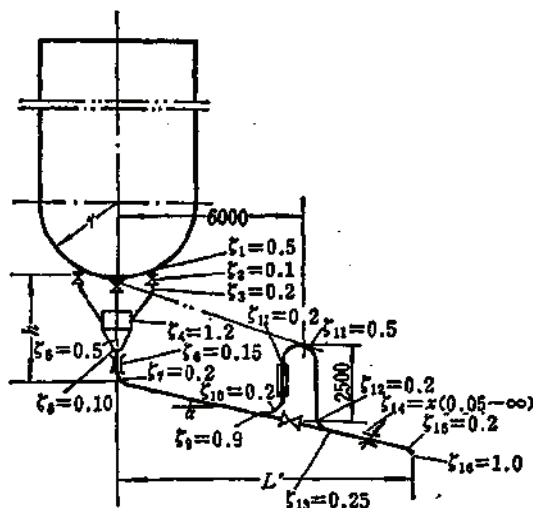


图 1-13-35 放砂管阻力计算简图

别,通常可取14%,即8°。当放砂管上有安装流量与浓度仪表的□形管时,为可靠计,上述最小坡度应满足□形管的顶点低于仓底最低点。国内放砂管坡度为从5°16'到17°;Mutulira铜矿3000t的地下立式砂仓的放砂管为7.125°。从后面的计算可以看出,放砂管坡度过大并不好,会由于夹管阀经常处于深度夹紧呈限流状态,造成阀的过度磨损和弹性件的振动。过小则会造成放砂的困难,达不到预期的浓度。

放砂管长度一般在20m左右,视站的布置而定。管上附件较多,有为检修用的球形阀或闸阀(常开);有中止放砂用的夹管阀及调节流量用的自控夹管阀;有均衡各放砂孔流量的圆柱圆锥斗;有为使流量计能保持满管流的弯管及其旁通管等。故放砂管的放砂阻力以局部阻力为主,各局部阻力系数取得是否适当,对计算结果影响较大。

图1-13-35中的 ξ 值主要取自《实用流体阻力手册》(曾绍华等编译),当调节夹管阀的开度最大时,其总局部阻力 $\sum \xi_i = 6.25$ 。放砂管中的流速 v 应等于或稍大于其临界流速 v_c , v_c 首先应以试验资料为准,如无,则在公式的选择上应与本手册《矿床开采卷》有关章节中所推荐的公式一致,以求同一工程中的统一。表1-13-5中是一些用管道作水力输送固体物的管内浆体流速的实例,可作参考。

输浆管内流速及阻力实例

表 1-13-5

浆料特征			管径	v	压力	浆料特征			管径	v	压力
浓度 C_m (%)	粒 度 (mm)	密度 ρ (kg/m ³)	(mm)	(m/s)	损失 (%)	浓度 C_m (%)	粒 度 (mm)	密度 ρ (kg/m ³)	(mm)	(m/s)	损失 (%)
40~60	0.074~0.15			1.4~1.6				1330	100	2.25	13
	0.15~0.4			1.6~1.8			粗 砂	1500~1330	125	2.5	15.5
	0.4~1.5			1.8~2.2						2.3	11.4
	1.5~3.0			2.2~2.5			1~3	1500~1250	150	3.1	12
60~70	0.074~0.15			1.6~1.8				1250	200	3.3	8
	0.15~0.4			1.8~2.0			粒状炉渣 0.3~10			3.5	
	0.4~1.5			2~2.5				1230	100	2.3	10
65	0~0.5		50	1.9	21			1300		2.5	13
65	尾 砂		75	2.2	18			1230	125	2.5	9
	尾 砂		100	2.5	16			1300		2.8	12
	细尾砂	1360	150	3.0	8.5	66.5	尾 砂	1720	57	1.7	8.9
	细尾砂	1300	200	3.2	8.5	65	尾 砂	1710	64	1.29	5.3
		1350	50	1.7	25	60	快融石尾砂	1650	154	1.98	11.8
	砂 子	1250	75	2.0	16	70	脱泥尾砂	2800	102	1.615	
	0.3~1.5	1350	100	2.3	12	63	0.044~3.36	1650	154	1.13	9.95
		1300	150	3.2	9	68.7	0.074~0.21	1760	154	0.85	4.07
		1250	200	3.3	6						

输砂浆管的阻力计算公式的选择,也同计算临界流速一样对待,上表所举损失实例,只是水平直管为主的阻力损失数据。故不能如流速一样直接参考引用,可按下列近似方法计算:

$$i = \frac{\left(\frac{\lambda L}{d} + \sum \xi_i + 1 \right) \frac{v^3}{2g} - H}{L'} \quad (1-13-16)$$

$$d = \sqrt{\frac{4Q}{3600\pi v}}$$

式中 i ——放砂管坡度, %;

λ_p ——管道输送浆体时的阻力系数, $\lambda_p = \lambda \rho_d$, λ 为管道的清水阻力系数, 可取 0.025; ρ_d 为浆体相对于水的比密度, 按前例取 1.82;

L ——放砂管总长, 取 22m;

d ——放砂管内径, m;

ξ_p ——输送浆体时的管件局部阻力系数; $\xi_p = \xi d_p$, ξ 即清水时的局部阻力系数;

L' ——仓底中心至放砂管出口间的水平距离, m, 此例中取 19.5m。

当 $H = 7\text{m}$, 已知 $Q = 59.24\text{m}^3/\text{h}$ 、 $v = 2\text{m/s}$, 取 $d = 0.125\text{m}$ 。即从半球体与圆柱体联接处算起至放砂管的垂直部和倾斜部联接处止的高度时,

$$i = \frac{\left(\frac{0.0455}{0.125} \times 22 + 6.25 \times 1.82 + 1 \right) \frac{2^3}{2g} - 7}{19.5} = -0.145$$

计算结果说明, 正常放砂至半球体面上时, 不需任何坡度, 当放砂至仓底时,

$$i = \frac{\left(\frac{0.0455}{0.125} \times 22 + 6.25 \times 1.82 + 1 \right) \frac{2^3}{2g} - 2.5}{19.5} = 0.081$$

即 $\alpha = 4.6^\circ$, 小于管道输送浆体时的限制坡度, 按前述理由, 可取限制坡度中的较低值即可, 即 $i = 0.123$, 或 7° 。在本例中, 由于 II 形管比放砂管的垂直部分还短, 因而毋需作 II 形管顶是否低于仓底的校核。

上例中之所以出现了负坡度, 主要是由于放砂管取得较大, 而速度又偏小所致。如按凡口、铜录山等搅拌站的实例, 放砂管取 $\phi 100\text{mm}$, 速度取 2.5m/s , 则放砂至仓底时, 应有 13.3° , 即 $i = 0.236$ 的坡度。

上述近似算法, 一般只在细砂浆体质量浓度不超过 70% 时其误差较小。如浓度超过此值, 则宜用推荐的地下管道输送浆体的较精确的公式计算, 或按试验及类似现场的实际数据采取, 尤其是当浓度达到 $C_m \approx 75\%$ 时, 更应如此。如按金川资料, 当 $C_m = 74.23\%$ 时, λ_p 平均达 0.063; 当 $C_m = 76.29\%$ 时, $\lambda_p = 0.062$; 当 $C_m = 77.5\%$ 时, λ_p 平均达 0.0969, 按其设计时的计算所取值为, 当 $d = 0.1\text{m}$, $C_m = 78\%$, $v = 2.12 \sim 2.83\text{m/s}$ 时, 其阻力损失为每米管长 3237~3629Pa, 即其水力坡度为 0.33~0.37。在此条件下, 不计局部阻力 (这种浆体多从搅拌桶直接放出, 如金川, 总局阻较小), 也需要 $18 \sim 20^\circ$ 的管道坡度, 方能顺利放出。

由于砂仓中的料位是一个在放砂过程中不断变化着的数字, 故重力自然放砂时, 在料位较高时, 就会大大超过所需的速度, 如下式

$$v = \sqrt{\frac{2g(H + L_i)}{\left(\lambda_p \frac{L}{d} + \sum \xi_p + 1 \right)}} \quad (1-13-17)$$

按本例, 料位 $H = 2.5 \sim 20.5\text{m}$ 之间, 则用上式计算出 $v = 2.17 \sim 4.7\text{m/s}$ 之间, 某些搅拌站的实际是 $v_{\max}/v_0 \approx 2.2 \sim 3.4$ 之间, 如要求流量恒定, 势必在高料位时就需深调夹管阀, 这就是为什么放砂管的坡度过大不好的原因。

铜录山矿为减小夹管阀的调节量,用一固定孔板插入放砂管,孔的通道面积约为管的1/3左右,据试验人员反映获得了预期效果。

3) 吸出式放砂管计算

按其工作原理,高于虹吸管顶点的仓料应为正压放砂,只有低于其顶点时才是吸出式负压放砂。但在未向仓内喷水造浆前的沉淀砂,一般只具有半流体性质,因而放砂开始时先必须向吸管内充清水引导,造成部分真空,再加上仓内喷水造浆,使成流态砂浆,方能进行放砂。

吸砂口与吸管顶的高差,应小于该地区水的气化压头加各损失之和与当地区大气压的差值,即

$$h_s \leq \frac{h_0 - h_1 - h_2}{\rho_s} \quad (1-13-18)$$

$$h_1 = \left(\lambda \frac{L}{d} + \sum \xi_i + 1 \right) \frac{v^2 \rho}{2}$$

式中 h_s ——吸砂口与吸管顶的高差, m;

h_0 ——当地大气压, Pa;

h_1 ——吸管从吸口至吸管顶点间的阻力, Pa;

h_2 ——当地夏天高温时的饱和蒸气压, Pa。

h_0 及 h_2 可查排水有关章节中所列相应数据。

例: 设, 当地大气压为0.1MPa, 夏季30°C时水的饱和蒸气压为4218Pa。用放砂管的计算方法, 其中 $\sum \xi_i$ 只计及吸口及半段弯管的局部阻力, 查有关表得 $\sum \xi_i = 2.18$, L 管长初取5m, 则 $h_1 =$

$$\left(0.455 \times \frac{5}{0.125} + 2.18 + 1 \right) \frac{\rho_s^2}{2} = 17854 \text{ Pa, 代入式 (1-13-18), 得}$$

$$h_s \leq (10^5 - 17854 - 4248) / 18209 = 4.36 \text{ m}$$

式中 1820为 ρ_s , 见前例。计算结果比初取5m略小, 但可用, 因为式中 h_s 是等于或小于4.36m。吸上管应尽可能短为好, 只要管进口是向下, 能布置得开管嘴附件(如苏式吸管的浓度调节器)即可。建议的高度是 h_s 稍大于 $D/2$ 即可, 其理由是料位低于 $D/2$ 后, 则浓度将会降低, 有可能不造浆也成流态; 这样, 当放砂至料位为 $D/2$ 高时, 不致因偶尔操作不慎而造成自动放砂。

吸出式放砂管的流速 v_s (m/s) (即放砂至吸口时)

$$v_s = \sqrt{\frac{2g(Z_s - Z_p)}{Z_m}} \quad (1-13-19)$$

$$Z_m = \left(\lambda \frac{L}{d} + \sum \xi_i + 1 \right) \rho_s$$

式中 Z_s ——为吸口标高, m;

Z_p ——放砂口标高, m;

Z_m ——全部吸出式放砂管的阻力系数,

例: 设 $Z_s - Z_p = 4\text{m}$, $\lambda = 0.025$, $L = 18\text{m}$, $d = 0.125\text{m}$, $\sum \xi_i = 1.3$, ρ_s 用前例, 为1.82, 代入, 求 V_s 。

$$V_s = \sqrt{\frac{2g(Z_s - Z_p)}{\left(\lambda \frac{L}{d} + \sum \xi_i + 1 \right) \rho_s}} = \sqrt{\frac{2 \times 9.8 \times 4}{\left(0.025 \frac{18}{0.125} + 2.3 \right) \times 1.82}} = 2.7 \text{ m/s}$$

计算出的速度,超过需要的速度,因此可以减小 $(Z_1 - Z_2)$ 和减小放砂管内径,否则,会加速调节阀的磨损。

按铜录山矿及苏联实践,以用单吸口为好。造浆喷嘴的布置方式与底部放砂口原则相同,但由于是单吸口,其喷嘴数量应按喷嘴喷出水量校核,喷嘴圈直径以在1.5m左右,不宜离吸口过近,以防浓度受影响。因而吸嘴宜尽量低为好。如能使吸口做成伸缩可调,当能达到更佳的效果。

4) 旋转喷嘴主要参数确定

旋转喷嘴主要参数有水压、水量、转速及伸入仓底的高度和喷出射流的角度。这些国内尚无实践资料,按有关国外资料^①喷射水压对铁精矿粉为2.1MPa,大厂设计中对-3毫米棒磨砂用2.5MPa。水量的计算法可按前述造浆喷嘴耗水量计。转速在Thompson矿尾砂立式砂仓中用1r/min,而在EM/J中所载“马尔康纳流-系统与概念”一文中,认为对不结块的物料转速可达20r/min,其驱动力可用喷嘴本身的射流能,也可另用其他能源,但应是转速可调的。伸入仓内喷嘴离仓底的高度,Marcona公司认为在150mm为最佳。至于射流角度,上述公司认为平射即可,在大厂设计中为适应半球形仓底,采用了15°的仰角。

为了喷嘴旋转时阻力最小,其外形应为圆柱状,柱顶则应成半球形,喷嘴出口即在圆柱面上。

13.3.2 水泥的贮存与站内输运

水泥仍是当前应用得最广泛的充填胶结材料,一个采用胶结充填采矿法的矿山,其水泥消耗量从每日几十吨到几百吨,因而正确选用水泥的贮运方式,不仅是成本问题,而且与环境保护、劳动条件等均有密切关系。

在选用散装水泥还是袋装水泥上,应有明确、具体的优缺点概念,以便作出正确的选择。总的来说,散装水泥比袋装水泥有以下五个方面的优点:

(1) 提高了劳动生产率,改善了劳动条件。袋装水泥从水泥厂到使用单位,需经多次倒运,生产率低,劳动强度大,尤其是水泥在装包与折包时,粉尘飞扬尚未能有效的控制,影响环境和工人健康。而散装水泥从装到卸,均可在密闭系统中进行,实行机械化作业,解决了上述问题。据统计,从袋装改用散装,可提高效率6~20倍。

(2) 节约了大量包装材料。水泥袋的用纸,其原料都是优质木材,包装1t水泥,需用6kg的包装纸,而生产1t包装纸,需耗红松或白松5.5m³。则每千t水泥从袋装改用散装,即可节省木材33m³。

(3) 降低了水泥成本。袋装水泥的包装费,占水泥生产成本的20%左右,这对用户来说,选用散装水泥的经济效益是明显的。

(4) 减少了水泥的消耗。袋装水泥在倒过程中,仅由于纸袋的破损而引起的水泥损耗量即达2.5~5%,而散装水泥的倒运损耗只占0.5%。

① George P. Lutjen 《Marconaflo System and the Concept》(E/MJ, 1970, 5)及E.J.瓦斯普等《固体物浆体管道输送》(水利出版社, 1980)两书。

(5) 延长了水泥的有效期。袋装水泥在贮运过程中, 极易受潮变质, 标号愈高愈严重。而散装水泥由于采用密闭容器贮运, 与大气接触机会极少, 贮存一年也无明显变质。

此外, 袋装水泥由于纸袋强度的影响, 垛高受限, 因而其库房地面面积很大, 这对矿山条件来说是一个理当重视的问题, 且还需要一套尚不成熟的折包装置, 而同时散装水泥仓也还是免不了要建。

正是由于散装与袋装的优缺点如此明显, 故在建站时, 应首先选用散装水泥。只有当某些矿山离水泥厂过远而运输条件又差, 或胶充能力所需不大, 生产年限也短, 或建站初期

水泥厂尚未建成以前等条件下, 才考虑采用袋装水泥, 如凡口、金川龙首、新城、焦家等矿山在建站初期, 都曾使用过袋装水泥。也有另外一些小矿山, 至今仍在使用的。

13.3.2.1 袋装水泥使用的流程及主要设施

搅拌站内用袋装水泥的典型流程如图1-13-36。

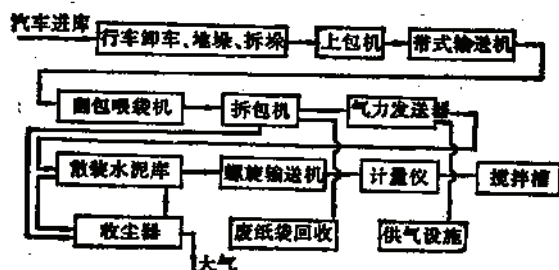


图 1-13-36 使用袋装水泥的典型流程图

袋装水泥库一般都与拆包机室联成一体, 由于拆包机进袋口约高出地面2.5~4.5m之间, 因而需用一带式输送机从库房向翻包机输送袋装水泥, 库房内袋装水泥的堆放每垛不超过20袋, 垛与垛间隔应留有吊车提运垛架的间隙, 库房中间应留有不小于垛高的宽度, 一般为3~3.5m宽, 为吊车吊运及人员通行之用, 故一般最小库房宽应为7m左右, 每4t水泥的袋垛约占0.7m的仓房长, 所以一个200t的袋装水泥即需7m×35m的库房一座。库房地板应是防潮的。吊车可选用1~1.5t手动或电动桥式。

翻包机大多与拆包机联成一体, 而上包机则是单独的, 它的作用是吊车提来5~10包一垛的水泥后, 卸在上包机上, 由上包机逐袋的往皮带上均匀上包。当前上包机、拆包机都还无标准产品, 有色矿山用的拆包机图, 大都来源于水电部或铁道部, 如乌江渡水电站施工部及大桥局一桥处等。凡口铅锌矿所用的拆包机即根据新安江水力发电工程局图修改而制成。凡口矿根据使用经验经修改后又重新绘了图。拆包机的能力, 凡口现场标定每分钟可达7包。翻包机是该矿用一台电机绞车改制的。

某些小型矿山的经验认为, 如非永久性用袋装水泥, 就不必搞一套较复杂且又无标准设备的拆包机; 可用人工拆包, 辅以抽尘设施, 以抑止水泥飞尘, 其能力不亚于一台拆包机, 且可回收大部分完好的纸袋。

不论机械化, 还是人工拆包, 抽尘都是重要的, 因为拆包机当前也还不能完全离开人工的辅助, 拆包处以用负压吸取水泥为好, 并且要在操作室四壁设吸尘口, 吸尘口高应在1m左右。

表1-13-6和表1-13-7为机械部天津设计院的单筒及双筒型吸嘴, 可作拆包点的水泥吸取用。

吸取式运走拆包点的水泥的优点是无粉尘飞扬, 但缺点是动力消耗较大, 且输送距离

单筒型吸嘴系列规格

表 1-13-6

规格 (mm)	φ60	φ65	φ68	φ100	φ106	φ117	φ156	φ160	φ168
质量 (kg)	2	2.2	2.5	3.5	3.7	4	5.3	5.6	6
δ	1	1	1	1	1	1	1.5	1.5	1.5
b	10	10	10	15	15	15	25	15	25
L_2	53	57	59	86	90	98	130.5	133.5	139.5
L_1	46	49	51	69	68	79	108	113	118
d_1	100	106	110	157	164	177	232	237	247
d	60	65	68	100	106	117	156	160	168

双筒型吸嘴系列规格

表 1-13-7

规格 (mm)	φ60	φ65	φ68	φ100	φ106	φ117	φ156	φ160	φ168
质量 (kg)	3.5	3.8	4	5.3	6	6	8.5	8.8	9.2
D	90	96	100	137	147	157	212	217	227
H	42	46	48	70	74	82	109	112	118
d	80	85	88	100	106	117	156	160	168
d_1	70	76	80	117	124	137	182	187	197
δ	1	1	1	1	1	1	1.5	1.5	1.5

有限, 一般以不超过150m为经济。如拆包点离水泥筒仓较远或仓较高时, 应以用吸压混合式输送为好。

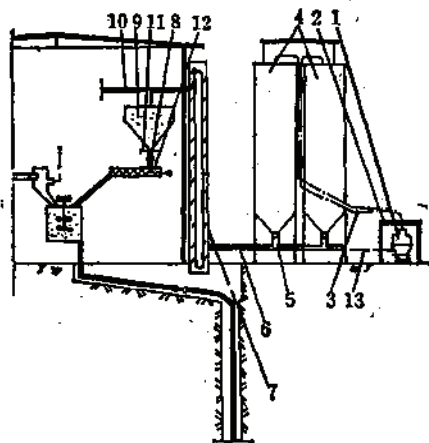


图 1-13-37 金川西部搅拌站水泥输送系统图

1—散装水泥罐列车; 2—卸车站; 3—压气输灰管;
4—水泥仓; 5—叶轮给料机; 6—空气输送斜槽; 7—斗式提升机; 8—螺旋闸门; 9—5个25t分配水泥仓; 10—有5个出料口的空气斜槽; 11—叶轮给料机; 12—螺旋输送机; 13—压气供给管

13.3.2.2 散装水泥站内运输系统及其主要设施

散装水泥从进站到与砂或砂浆的混合, 分干式和水泥浆两种。一般集中式布置的搅拌站水泥多为干式进搅拌槽, 分散式布置时, 为便于水泥的输送和减少飞灰, 多为先将水泥制成浆, 再用管道或明槽送往混合处。

散装水泥进站后, 从进仓到出仓再进搅拌槽所采用的最普遍的形式, 是如图1-13-10所示, 铜录山、凡口、焦家与新城金矿等国内近几年设计的绝大部分矿山和国外相当多的矿山充填料搅拌站都是这种类型, 其特点是系统简单, 运转可靠。一般中小型集中式站应尽可能采用。

大型搅拌站的站内水泥输送与分配,

可举金川二矿区西部站为典型例子,见图1-13-36,它既有高压气的提升,也有机械式的提升,既有低压空气的水平输送和分配,也有机械式的输送和溜槽。之所以如此,是由于其两座主水泥仓还担负了向东部站转运的任务,以及搅拌站为三层布置,且搅拌槽又有5台,因而系统较为复杂,见图1-13-37。

1. 站内水泥输送工艺及设备

站内水泥的输送分水泥浆输送及干水泥的输送。

1) 水泥浆输送

水泥制浆及输送的工艺与设备都比较简单。浆状输送的优点是没有飞尘,短距离下坡运输时可用明溜槽自流,浆状水泥进混合设备更容易和砂料混匀,减少水泥沉底结块。其缺点是水泥无论用管道或明溜槽输送,每次都有一定粘结在管壁或槽壁上的损失,且还要控制好一定的浓度。水泥浆浓度如过低于混合浆体的浓度,则要求提高放砂的浓度,以致使放砂困难,最终将影响混合浆的浓度。

设混合浆,即从搅拌槽放出的最终产品浓度为 C_m ,砂与水泥的比为 $S_a:C=i$, i 为质量比,水泥浆的浓度为 C_{mo} ,砂浆的浓度为 C_{msa} ,则它们之间的关系为:

$$C_{mo} = \frac{C_m}{1 + i \left(1 - \frac{C_m}{C_{msa}}\right)} \quad (1-13-20)$$

(1) 当砂浆浓度等于混合浆的浓度($C_{msa} = C_m$)时,则 $C_{mo} = C_{msa} = C_m$,不论 i 为多少都一样。

(2) 当砂浆浓度为1,即直接向搅拌槽加干砂时,则水泥浆浓度为:

$$C_{mo} = \frac{C_m}{1 + i(1 - C_m)} \quad (1-13-21)$$

即水泥浆浓度将随砂灰比 i 而变, i 值愈大,水泥浆浓度则愈小。

(3) 当加干水泥,即 $C_{mo} = 1$ 时,砂浆浓度为:

$$C_{msa} = \frac{iC_m}{1 + i - C_m} \quad (1-13-22)$$

此时砂浆浓度可低于混合浆要求的浓度。

从以上分析可知,只有当放砂浓度大于混合浆的浓度时,水泥浆的浓度才可低于砂浆浓度,而这样做的可能性是不多的,因为人们总是希望得到尽可能高的浓度的混合浆,这也是水泥浆只在混凝土工艺和干砂进搅拌的工艺时才较多的用水泥浆的原因。

制浆设备以用于制混合浆的搅拌槽为主,也有用专门灰浆搅拌机的,如图1-13-1上标号2所示。再如金川龙首矿混凝土搅拌站(图1-13-2)、Black mountain矿搅拌站(图1-13-11)与Broken Hill矿(图1-13-20)等则用射流水或砂浆在混合器中制浆。另一种便是如图1-13-12所示的凡口金星岭站,在水泥螺旋输送槽中加水制浆,不需任何专用设备。

2) 干水泥输送

干水泥进搅拌槽有助于提高混合浆的浓度,降低水泥损耗,故采用此工艺的最多。

水泥自水泥罐车(铁路或汽车)运抵搅拌站后,自罐车装入水泥仓,绝大多数都是用压气输送(水泥罐汽车规格见表1-13-8)。从水泥仓放出至搅拌槽的方式,则因站的布置

一些散装水泥罐汽车产品性能表

表 1-13-8

型 号	SP340Q	SP540	SP151GH	SP920Q	WH-QP4	WH-QD5C
长(mm)	6300	6000	7600	9100	8000	6830
宽(mm)	2290	2340	2400	2284	2480	2430
高(mm)	2350	2460	2700	2760	2900	2577
装灰口直径(mm)	512	512	512	512		
卸灰口直径(mm)	100	100	100	100		
质 量(kg)	4600	4650	14670	7661	5800	4645
载 荷(kg)	4500	4500	7000	7000	3500	4500
卸载速度(t/min)	≥0.7	≥0.7	≥0.7	≥0.7	>0.8	>0.8
剩 灰 率(%)	≤1	≤1	≤1	≤1	≤0.5	≤0.5
灰缸举升角(°)	45	—		45		
输送距离(m)	垂直20, 水平5	垂直20, 水平5	垂直20, 水平5	垂直20, 水平5	垂直20, 水平5	垂直20, 水平5
空压机工作压力(MPa)	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2
型 式	卧 缸	立 缸	卧缸,后卸	卧缸,后卸	立 缸	卧 缸
百公里耗油量(L)	26.5	26.5	25			
生产厂家	四平汽车改装厂				武汉汽车钢圈厂	

注: 1.如需垂直输送高度大于20m时,尚可与制造厂协商特殊订货;

2.上海重型汽车厂可提供15t水泥罐汽车;

3.第二汽车制造厂可提供东风系列车改装的水泥罐汽车。

不同而有多多种设备可供选择。

(1) 螺旋给料机输送用的最多,尤其是采用双管螺旋给料机时,因其进料口大,约 1 m^2 ,经多年使用经验证明,水泥仓未装任何流态化设施,也可畅通下料。图1-13-38为装有双管螺旋给料机($\phi 250/2000\text{ mm}$),配 10 kW 调速电动机的 450 t 水泥仓实例,调速电机的转速由冲击式流量计给出的信号控制。

上述双管螺旋给料机的缺点是:由于开口大,因而所受仓压也大,致使水泥密实度过高,物料在螺旋管内挤压,摩擦剧烈,产生的热量可使机壳达到烫手的程度,浪费了动力。改进措施除调节好插板闸门外,最好使用变螺距或变直径的螺旋,即使螺距或直径向出料口方向逐渐加大,达到降低水泥密实度的目的。

通用GX型标准螺旋输送机也可用于搅拌站。

螺旋给料机运距可达 $20\sim 30\text{ m}$,能满足一般搅拌站的条件。且它可制成密闭输送,粉尘污染较小。它的缺点是阻力大,耗能多,且通常只有一个出料口,如果一台螺旋机要向两个搅拌槽给料时,只能用人字形溜槽来实现,但这就需要有一定的高差。螺旋给料机本身也不能拐弯运输。

广西百色矿机厂现生产一种滚筒螺旋输送机,据称比上述螺旋输送机节能且耐磨。它

的构造特点是将螺旋与外管制成一体，因而省去了螺旋轴，外管与螺旋用类似于回转窑的方式驱动与支承。这种输送机也称内螺旋输送机，可同时起搅拌作用，因而适于制水泥浆用。这种螺旋输送机也只能作直线运输，单点卸料。

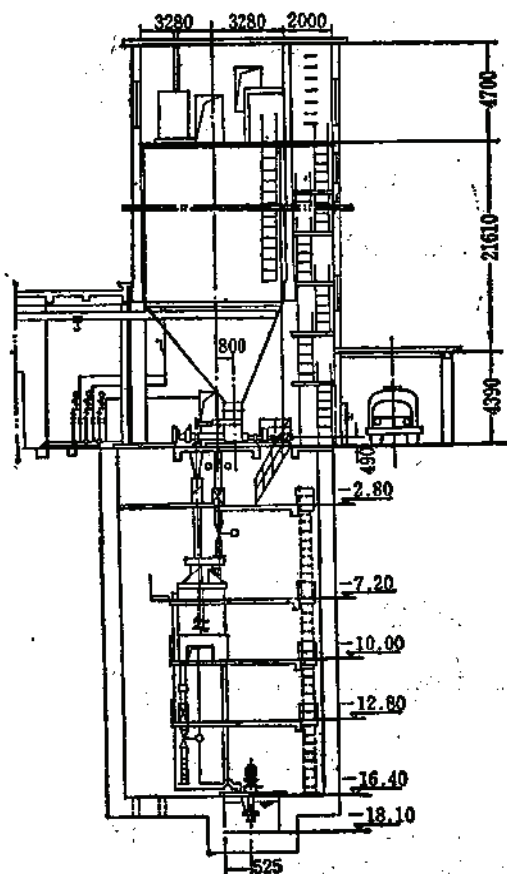


图 1-13-38 装有双管螺旋喂料机的水泥仓
(凡口矿)

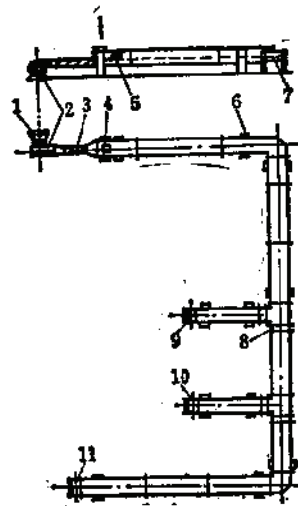


图 1-13-39 空气斜槽输送布置
示意图

1—空气过滤器；2—鼓风机；3—软管；4—
加料口；5—窥视窗；6—支架；7—多孔板；
8—空气阀；9、10、11—卸料点

(2) 空气斜槽输送可克服上述缺点，金川二矿区西部搅拌站为向五台搅拌机供应水泥，采用了 $400 \times 300\text{mm}$ 的空气斜槽。空气斜槽虽在理论上也可水平，甚至向上倾斜输送，但实际上大多还是作向下 $4\% \sim 6\%$ 的坡度运行，这就产生了竖向布置的高差损失问题。空气斜槽也有粉尘污染问题需处理。

空气斜槽布置示例如图1-13-39；不同的输送方式的风机与斜槽的关系见图1-13-40。

空气斜槽在国外使用于充填料搅拌站的例子有，strathcons(图1-13-18)；Mufilira(图1-13-21c)；以及kidd creek(图1-13-24)等。

(3) 胶带输送机输送水泥有节能、磨损小、竖向布置较灵活的优点，且可计量，因而国外搅拌站用的相当普遍。但普通胶带输送机输送水泥有粉尘处理的问题，因而国内外都已开始采用管式胶带输送机，水泥被封闭在由胶带被滚轮夹成的管中运送，降低了飞尘。其回程即空边有管式，也有平式(如图1-13-41)。这种输送机在竖向及水平都可作一定程度的弯曲。由江苏沙洲机械厂生产。



图 1-13-40 空气斜槽输送方式

a—吸送式；b—压送式；c—吸压组合式

1—过滤器；2—风机；3—阀；4—供料器；5—空气槽；6—出料器；7—收尘器

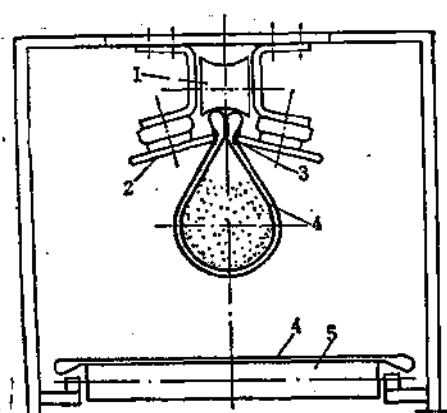


图 1-13-41 管式胶带输送机横断面图

1—压辊；2—吊挂辊；3—护板；4—胶带；5—回程托辊

注：图中框架系示意

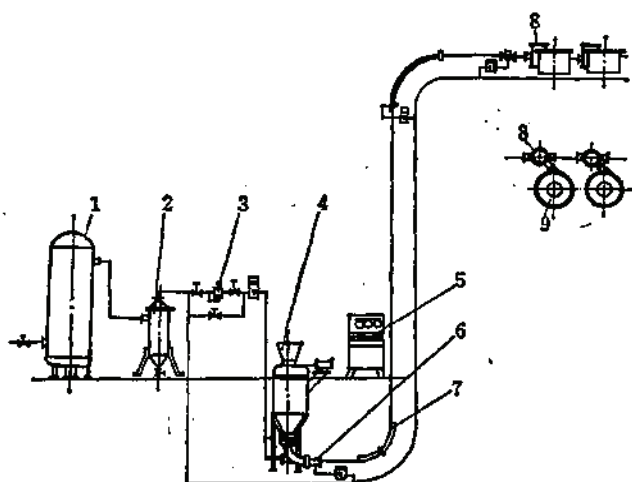


图 1-13-42 涡流压送式气力输送装置

1—贮气罐；2—气水分离器；3—供气系统；4—发送罐；5—控制箱；6—增压器；7—加强弯管；8—分路器；9—旋流分离卸料器

(4) 站内水泥的垂直提升，国内搅拌站用得较多的是斗式提升机。且其他水泥行业也是如此，但据现场反映，斗式提升机用于提升水泥并不理想，飞尘大，维修困难是其主要缺点，故多倾向使用气动提升，除水泥罐车直接用压气送上仓顶外，站内运输也可使用气力，它可将水平与垂直运输集于一身，虽然耗能比某些机械输送高一些，但由于系统简单，仍为各搅拌站所采用，其主要部分为发送罐、输送管、分离器。如向仓内输送，则可免去分离器，因为水泥仓本身就是一个很好的分离器，江阴运输机械厂生产的QY系列气力输送机之一，如图1-13-42。

上述QY系列产品的主要规格如下：

运输方式：涡流压送式；脉冲气力式；

沸腾式；真空吸送式（即用吸嘴作发送器）；

输送距离（m）：水平，50~250；垂直，15~30；

输送能力（t/h）：2~38；

耗气量（m³/t），13~16，相当于料气比51~62kg/kg；

使用气压(MPa), 不小于0.6。

上送料式发送罐送水泥时的输送能力及规格见表1-13-9。

输送水泥的上送料式发送罐的主要技术数据

表 1-13-9

型 式	输 送 量 (t/h)	装料口直径 (mm)	料管直径 (mm)	外 形 尺 寸(mm)			动 力(kW)	
				长	宽	高	空 压 机	真 空 泵
单罐压送式	10	220	100	1500	1300	1400	45	—
单罐压送式	20	240	125	1800	1400	1600	90	—
双罐压送式	30	220	125	2900	1500	1800	75	—
双罐压送式	50	280	150	3500	1800	2300	115	—
双罐压送式	100	300	200	4600	2400	3300	220	—
单罐吸送式	10	100	100	1500	1300	2500	45	22
单罐吸送式	20	125	125	1800	1400	2700	90	37
双罐吸送式	30	125	125	2900	1500	3000	75	30
双罐吸送式	50	180	150	3500	1800	3300	110	45

QY系列有连续和间歇运输两种形式。真空吸送式都是连续的, 其他视所用发送罐布置而定; 双罐者为连续式, 单罐则为间歇式。图1-13-43和图1-13-44为常用发送罐的构造。

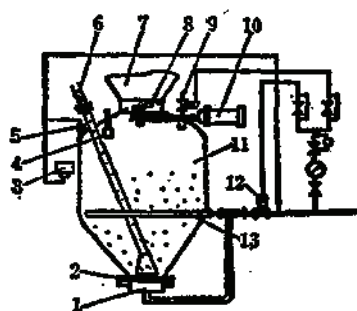


图 1-13-43 上送料发送罐式气力输送

1—气室; 2—多孔板; 3—压力转换器; 4—料位指示器; 5—上部气管; 6—料管; 7—料斗; 8—进料衬胶蝶阀; 9—排气阀; 10—气缸; 11—发送罐; 12—空压阀; 13—环形气管

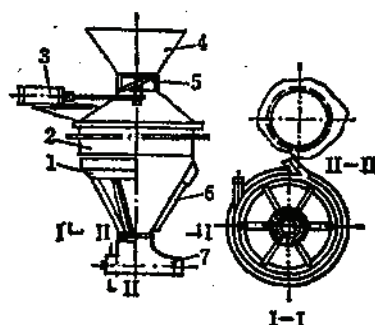


图 1-13-44 涡流式发送罐

1—进气管和气环; 2—发送罐本体; 3—气缸; 4—料斗; 5—衬胶蝶阀; 6—气道; 7—补气弯管

使用发送罐的有焦家及新城金矿。这两矿的搅拌站的气力输送系统原来都是为拆袋后的水泥送进筒仓之用。吸送式在凡口金星岭站曾用于水泥袋装库的清灰坑。

(5) 能同时完成水平与倾斜或垂直输送的密闭型机械设备, 只有埋刮板式输送机, 这种设备还可多点进料与卸料, 其型号有MSF-16水平型, MCF-16垂直型和MZF-16水平—垂直型及其他一些型号的。能力范围为23~46m³/h, 最大输送高度小于30m, 水平输送距离可达80m。虽然这也是水泥行业专用设备之一, 但国内搅拌站现尚无采用的实例。

(6) 还有机械与气力联合输送的螺旋输送泵亦称昆尼翁泵。实际上此泵在气力输送系统中起发送罐作用, 其优点是比发送罐高度低, 可安装于轨道上移动, 以便对几个卸料

口作输送。缺点是需电与气两种动力，且与所有螺旋机一样，磨损较大。这虽也是水泥行业的常用设备，但在国内搅拌站也尚未见采用。

(7) 作为输送设备配套用的控制闸门，是输送设备与水泥仓的联接设备。除双管螺旋给料机本身带有水平板式螺杆阀门外，最常用的便是叶轮给料机。由于水泥为粉状物料，故多用刚性叶轮。这类给料机如与喷管配套，也能直接作气力输送给料用。当用计量设备时，常将叶轮给料机作流量调节用，此时电动机应配以调速型的，其速度由计量设备发出的信号控制。也有将叶轮给料机直接用作计量器的，如金川二矿区西部搅拌站，此时叶轮给料机应安装在水泥稳料仓或称缓冲仓下，使叶轮给料均匀，提高给料精度。

广西百色矿机厂、辽宁朝阳工程机械厂等均有叶轮给料机产品。

现将搅拌站适用的各种散装水泥输送方式特点综合如表1-13-10。

散装水泥各输送方式特点

表 1-13-10

类别	名称	布置特点	功 耗 (kW·h/t·m)	最大运距 (m)
机械 输 送	带式输送机	直线、水平、上下倾斜	0.0003~0.008	对搅拌站而言不限
	埋刮板输送机	水平、垂直、可乙形	0.01~0.1	150
	斗式提升机	垂直、直线	0.003~0.03	30
	螺旋输送机	直线、水平、可倾斜	0.006~0.1 滚筒式0.004~0.075	50
风力 输 送	空气斜槽机	下向倾斜、可拐弯	0.004	100
	空气提升泵	垂直、水平	0.03~0.04	45~80(垂直)
气力 输 送	负压吸送式 压送式 密相栓流式	任 意	0.03~1.0 0.002~0.3 0.001~0.02	2000

一般而论，近距离的以机械输送为优先考虑的方案，中等距离则可考虑风力，运距远且需拐弯者则应考虑气力输送的方案，而水力输送水泥浆则在有高差可资利用，尤其伴有弯曲输送要求，或向井下输送水泥等条件时，则应将其列入首要比较的方案内。

2. 水泥仓（散装水泥仓）

应以采用筒仓为主，只有某些直接使用水泥的点，才建缓冲性的漏斗式仓。如金川二矿区及三山岛金矿搅拌站搅拌槽的水泥漏斗仓。圆柱形筒仓无死角，应用最广，但也有少数出于建筑上的要求做成方形断面的水泥仓，如焦家、新城、三山岛及凡口等矿的立式砂仓搅拌站的便是。

多数水泥仓是钢筋混凝土的，也有不少用钢板，以至用砖，小型的甚至有用木板建造的。

对水泥仓的主要要求是密闭性好和防潮；水泥进仓和出仓机械化程度高；飞尘污染少；水泥存仓质量稳定；仓容利用率高，仓内粘结少；出仓的流动性好等。

筒式水泥仓的高与直径之比，一般取1.5~2.5，在决定其高度时应考虑和输送水泥入仓设备的提升高度相匹配。

不论是机械还是气力送水泥入仓，仓顶均应有收尘器。是否应有仓顶房，则视仓顶设备布置而定，如仅有收尘器及气力输送管，则可不考虑建仓顶房。但即使有仓顶房，仓顶各种孔口，也应密闭，防止雨水从窗户飘入。

库顶水泥入口的位置，如为机械送来，则应开在库中心；如为气力管道送来，则应开在近库壁处，切向吹入，或开在中心用斜向吹入，以避免进气直接吹向已进仓的水泥，引起过大粉尘，加重收尘器负荷。

仓顶应有观察孔和检修孔，并在进料口处设杂物隔除筛，这特别对机械拆包后的水泥进仓是必需的。此外，仓顶还应有料位仪，呼吸器等，见图1-13-46。

水泥仓内壁水泥粘结后，如何处理，尚属未妥善解决的问题，一般是在仓内壁设一从上到下的爬梯。

在使用气力送料，送料管靠仓外壁敷设时，应考虑管道检修的可能。输料管端软管与水泥罐车应有快速接头。图1-13-45为其中较常用的一种。

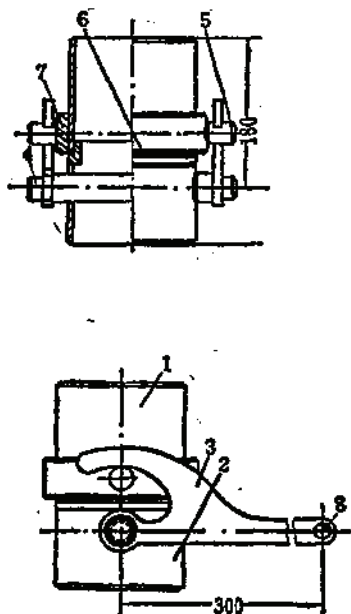


图 1-13-45 胜利油田快速连接器示意图

1—气卸专用汽车卸料口；2—受料接口钢管；3—联接压紧钩柄；4—钩柄轴；5—联接轴；6—橡胶密封垫；7—钢管接口套；8—手柄柄

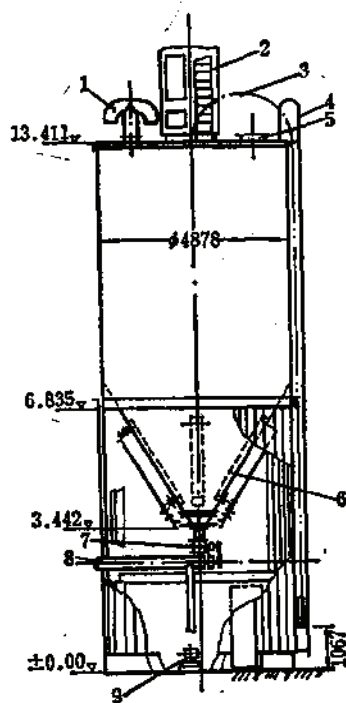


图 1-13-46 加拿大Cominco公司所属
Con矿充填用154t容量型钢水泥仓图

1—呼吸器(详见图1-13-47)；2—收尘器(48个 $\phi 125 \times 1778\text{mm}$ 棉织品布袋，过滤面积 34m^2 ，处理能力 $1 \sim 1.25\text{m}^3/\text{min}$)；3— $\phi 100\text{mm}$ 水泥气力输送管；4—带安全笼的爬梯；5—人孔；6—水泥气化管(Airlside)，共4条；7—叶片式给料机；8—螺旋给料机($\phi 229\text{mm} \times 9144\text{mm}$)；9—气化管供风机

注：此矿为金矿，日产矿石650~1500t，其中60%为分层充填采矿法

水泥仓底通常建成截锥形(圆锥或角锥),锥角应不大于 60° ,不论仓身使用何种材料建成,但仓底锥形部分以用钢板为好,以便于安装破拱设备和出料闸门等。图1-13-46为国外具有简易辅助气化装置的圆柱-圆锥形水泥仓。

搅拌站的水泥仓底当用锥形时,大多只安装压缩空气喷嘴(喷嘴可用砂仓内同型式的),或另在仓外安装电磁或偏心块电动机式振动器(仓壁附着式振打器各电振设备厂均有产品),但也有在仓内安装气化或流态化设备的,如金川水泥仓底即装有多孔流化管。一般作为搅拌站的水泥仓存仓日期均不长,多为2~5天的用量,仓内水泥经常处于流动更新的条件下,如不是兼作转运的较大型仓,可不必设流化装置。

附壁式振动器虽简单,但因它是振动仓壁,而非直接振仓内物料,故效果有时并不理想,因而国外有在水泥仓锥形部分用空气炮的装置破拱的^①。该产品由加拿大martin工程公司出产,其原理是在水泥仓的锥形部周围附有若干个小高压容器,容器与仓内有活门相通,工作时,先向容器充入空气,然后引爆容器内炸药,使空气体积迅速膨胀经活门冲入仓内松动结拱的水泥。

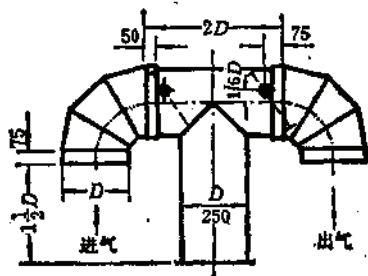


图 1-13-47 仓顶呼吸器

图1-13-47中的仓顶呼吸器,也称仓顶安全阀,为气力进料的水泥仓所必需,以防收尘器过负荷堵塞后,气压(正或负压)对仓结构的额外负荷。图示为Cominco公司的Con矿170t水泥仓所用。另外还有膜式呼吸器,尺寸较小。图1-13-47中风门(虚线示)下端有可调重块,用于在一定空气压下风门启闭力的调整用。

13.3.2.3 水泥储运系统中主要设施及设备规格的确定

1. 水泥仓容积及其主要尺寸

在搅拌站,水泥消耗量虽只占砂耗量的 $1/40 \sim 1/4$ 左右,但除矿山有自备水泥厂外,水泥的供料条件通常要比供砂条件差得多,因而水泥仓的容量应够1.5~5天的用量,视供应条件而定,矿山有水泥厂或中转站时取小值,但应满足一次大比例的水泥用量的充填量要求。表1-13-11列出一些国内外矿山充填料搅拌站水泥与砂仓容量的比例关系。

从表1-13-11可以看出,国内各搅拌站水泥仓容量吨占砂仓容量吨的比例从0.07到0.16,平均0.101;国外则为0.034~0.33,平均0.079。有一定的规律性,可供定水泥仓容量时的参考。

水泥的平均日用量和一次充填的最大耗水泥量应由地下充填工艺决定。当上述两数字已知后,参考表1-13-11比例值,并考虑到运输条件等,即可决定出水泥仓的有效容积 V_0 。

水泥仓的几何容积:

$$V_0 = \frac{V_g}{\eta}$$

式中 η ——一般为0.85~0.95,机械进料取小值,气力进料取大值。

水泥仓为筒式仓时,直径 D (m)可按下式求得

① 参见《机械工程手册》,第五篇流体力学(机械工业出版社,1980年)。

各搅拌站水泥仓与砂仓的容量比

表 1-13-11

矿 山 名 称	水 泥 仓 容 量	砂 仓 容 量	比 (t_c/t_s) 值
焦家金矿	150t	2×455m³	0.08
新城金矿	150t	2×455m³	0.08
铜录山(老站)	100t	500m³	0.10
湘西金矿	120m³	2×500m³	0.08
铜录山(新站)	150t	500m³	0.15
凡口金凤岭	120t	2×450m³	0.07
凡口新站	450t	2×1000m³	0.16
金川二矿东站	100t	1500t	0.07
大厂锡矿	2×600t	2×1500m³ (3×1500m³)	0.2 (0.13)
三山岛金矿	2×100t	2×965m³	0.05
Magma铜矿	80t	2×450t	0.09
Homstake金矿	200t	800+3000t	0.05
BolidenAB铜矿	100m³	800m³	0.08
Inco所属某矿	125t	1500t	0.08
Sigma矿	75t	350t	0.210
Strathcona铜矿	486t	3×3000t	0.054
Mufulira铜矿	500t	3×3000t	0.056
Thompson矿	186t	2080t	0.065
列瓦克矿	200t	2×2940t	0.034
Creighton矿	200t	2×3000t	0.033
Black monn+sin矿(南非)	8×3000t	2×1000m³+3300t干砂	0.33

注: 1. 表中的容量t或m³都是原资料上的;

2. t_c 为水泥仓容量(t), t_s 为砂仓容量(t);

3. 砂仓容量立方米换算成吨时, 假定沉砂相对密度为2;

4. 水泥的相对密度取1.35。

$$D = \sqrt[3]{\frac{4V_c}{\pi\left(\frac{1}{6}\operatorname{tg}\alpha + K\right)\eta}} \quad (1-13-23)$$

式中 α ——锥形仓底的外角($^\circ$)

K ——筒仓圆柱体部分的高 H 与 D 之比通常取1.5~2.5, 大仓取较大值;

η ——仓的容积系数 V_c/V_{c0} 。

设 $V_{c0} = 150\text{t}/1.4 = 107\text{m}^3$; $\alpha = 60(^\circ)$; $K = 1.5$; $\eta = 0.9$; 则此仓的直径 D 应为:

$$D = \sqrt[3]{\frac{107 \times 4}{\pi\left(\frac{1}{6}\operatorname{tg}60^\circ + 1.5\right)0.9}} = 4.4\text{m}$$

仓的圆柱体高 $H = 1.5 \times 4.4 = 6.6\text{m}$; 仓体全高为 H 加锥形部分的高, 本例为 $6.6 + 3.8 = 10.4\text{m}$ 。实际上仓底为截锥形, 以便于安装出料阀门。整个仓的高尚应加上仓基座的高度, 此高度则按出料设备的布置要求而定。至于与搅拌桶的高差, 尚应考虑计量及其标定设备及各段软管高度。

2. 机械输送设备规格的确定

1) 带式输送机

它在矿山使用较普遍,其选型和计算,对普通槽形的可参照本篇第三章。对管式胶带输送机可用普通带式输送机相同原则计算,再参考表1-13-12及表1-13-13实测数据修正。

管式胶带输送机水平输送能力及功率测定(弯曲半径10m,弯曲角60°) 表 1-13-12

带速 (m/s)	堆密度 (kg/m³)	输送量 (m³/h)	输送量 (t/h)	空载功率 (kW)	负载功率 (kW)	电机 (cosφ)	充填系数 (%)	耗电量 (kWh/t)	附注
1.67	1.2	48	57	2.1	2.2	0.53	41	0.039	运水泥
1.67	1.18	36	43	2.24	2.52	0.50	31	0.059	
1.9	1.2	44.5	52.5	2.32	2.42	0.52	33	0.046	

管式胶带输送机倾斜输送能力及功率实测数据

(倾角: 20°, 运水泥)

表 1-13-13

带速 (m/s)	堆密度 (kg/m³)	输送量 (m³/h)	输送量 (t/h)	空载功率 (kW)	负载功率 (kW)	电机 (cosφ)	充填系数 (%)	电耗 (kWh/t)	附注
1.67	1.2	47.5	57.6	2.97	3.36	0.67	51	0.059	运水泥
1.67	1.18	31.3	37.6	3.09	3.42	0.74	34	0.09	
1.9	1.2	31.0	37.6	3.4	3.84	0.76	45	0.073	

注: 上两表尚缺乏运输距离及爬高。

2) 螺旋输送机

对双管螺旋输送机输送水泥时,可直接按百色矿机厂产品性能选定:

螺旋直径(mm) 150 200 250 300

生产能力(m³/h) 5~10 8~25 11~34 20~65

不同厂家,略有差异,可按相应机械产品样本选用。

标准产品GX型螺旋输送机,其选型及计算方法可按设备样本进行,亦可按下式求出生产能力 Q (t/h):

$$Q = 60 \times \frac{\pi}{4} D^2 s n \varphi \rho \beta \quad (1-13-24)$$

式中 D ——螺旋直径, m;

n ——螺旋转速, r/min;

s ——螺距, m;

φ ——充填系数,取0.3~0.15;

ρ ——物料密度, t/m³, 水泥可取1.25;

β ——倾斜系数,按下表选用。

倾角	0°	<5°	<10°	<15°	<20°
β	1.0	0.9	0.8	0.7	0.65

螺旋输送机的电机功率计算:

$$P_e = K \frac{gQ}{3600} (f \cdot L + h) \quad (1-13-25)$$

式中 P_0 ——轴功率, kW,

K ——功率储备系数, 取1.2~1.4;

Q ——输送量, t/h;

f ——阻力系数, 水泥取3.0;

L ——进料口到出料口的水平投影长度, m;

h ——进料口到出料口的垂直投影长度, m, 下向输送时取负号;

电机功率 P (kW) 按所配减速器的传动效率 η 而定, 一般可取 $\eta = 0.94$, 则

$$P = \frac{P_0}{0.94} \quad (1-13-26)$$

当无样本时, 螺旋直径 D 可按下式粗算出, 再圆整成标准值

$$D = 0.085 \times \left(\frac{Q}{\beta} \right)^{\frac{1}{2.5}} \quad (1-13-27)$$

上式只作输送水泥时用, 其中符号及单位同前。

输送水泥时, 螺旋机允许的最大转数 $r/\min$ 为:

$$n_{\max} = \frac{35}{\sqrt{D}} \quad (1-13-28)$$

辽宁朝阳工程机械厂产的GX型螺旋输送机运水泥时的最大能力如下:

螺旋直径 (mm)	$\phi 150$	$\phi 200$	$\phi 250$	$\phi 300$	$\phi 400$	$\phi 500$
转数 (r/min)	90	75	75	60	60	47.5
能力 (m ³ /h)	3.4	5.6	11	15	36	55

对于GT型滚筒式内螺旋输送机, 其螺旋直径 D 可按下式 (厂家给出) 计算:

$$D = \sqrt[3]{\frac{Q}{37.6\pi\rho\varphi}} \quad (1-13-29)$$

式中 Q ——输送量, t/h;

n ——转速, $r/\min < \frac{32}{\sqrt{D}}$ 计算;

ρ ——输送物密度 t/m^3 ;

φ ——充满系数, 送水泥时取0.32。

功率 P_0 (kW)

$$P_0 = 6.36 \times K D^{2.5} L \rho \varphi \quad (1-13-30)$$

式中 L ——进、出料口的中心距, m;

其余符号与单位与前同。

或直接按厂家样本选出, 百色矿机厂所产滚筒式螺旋输送机性能如表1-13-14所示。

3) 叶轮给料机

叶轮给料机给料能力与转速成正比, 但其转速一般只能在额定数以下调整, 超过额定转速后叶片间充填率可能下降。通常可按厂家规格直接选取。如表1-13-15。

4) 斗式提升机生产能力 Q (t/h),

$$Q = 3.6 \frac{q}{a} \varphi \rho v \quad (1-13-31)$$

滚筒式螺旋输送机性能(输送水泥时)

表 1-13-14

螺旋直径(mm)	150	200	250	300	400	500	600
筒体转速(r/min)	75	67	59	53	48	39	35
最大输送量(t/h)	3.1	6.5	11.3	17.5	37.5	59.5	92.4
功率(kW/r·min)	0.019	0.03	0.06	0.10	0.25	0.48	0.85

朝阳工程机械厂产刚性叶轮给料机规格

表 1-13-15

叶轮直径×宽度(mm)	200×200	200×300	300×300	300×400	400×400
给料能力(m³/h)	7	10	23	31	53
电机功率(kW)	1	1	1	1.6	2.6

注:上述生产能力是当叶轮转速为31r/min时的。

式中 q ——料斗容积, L, 一般为1.1~4.4~15L;

a ——料斗间距, m, 一般为0.25, 0.3, 0.4, 0.5, 0.6m;

v ——料斗运行速度, m/s, 带式牵引不超过3~3.5m/s, 通常为1~1.25m/s; 链式牵引不超过1.6m/s, 通常为0.5~0.6m/s;

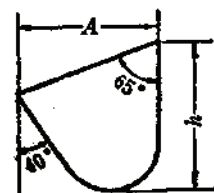
φ ——充填系数, 水泥取0.8。

单位长度料斗容积与料斗几何尺寸的关系见表1-13-16。

斗式提升机单位长度斗容与料斗几何尺寸关系

表 1-13-16

q/a (l/m)	A (mm)	h (mm)	q (L)	a (m)	B (mm)
3.67	105	112	1.1	0.30	180
8.0	140	153	3.2	0.40	250
15.6	180	203	7.8	0.50	350
22.64	220	244	14.5	0.64	450



注: B ——斗宽(深斗型)。

斗式提升机轴功率 P_0 (kW):

$$P_0 = \frac{Fv}{1000} \quad (1-13-32)$$

式中 F ——传动滚筒轻、重两侧张力差, N, 按样本定。

选用电机功率 P (kW)

$$P = P_0 \frac{K}{\eta_1 \eta_2} \quad (1-13-33)$$

式中 K ——功率储备系数; 当 $H < 10$ m, $K = 1.45$; $10\text{m} < H < 20$ m时, $K = 1.25$;
 $H > 20$ m, $K = 1.15$;

H ——首尾轮中心距, m;

η_1 ——减速机传动效率, 一般取0.94;

η_1 ——链轮或三角皮带传动效率,取0.95。

3. 风力输送设备

1) 空气输送斜槽

空气输送槽的输送能力 Q (t/h),

$$Q = 3600 K F v \rho \quad (1-13-34)$$

式中 K ——物料流动阻力系数,取0.9;

F ——槽内物料横断面, m^2 ; 为斜槽宽 b 与物料面高 h 之积;

运输时,料面高是经常变化的。对水泥而言,采用纺织品作透气层时,可照下列数值取;

槽宽 b (mm) 250 300 400 500

物料高度 h (mm) 45 60 75 90

v ——物料流动速度, m/s ; 当用纺织品作透气层时,可按下值取;

槽斜度(%) 2 3 4

v (m/s) 0.7 0.97 1.25

ρ ——气化水泥的密度,通常为 $0.75 \sim 1.05 t/m^3$,一般可按 0.75 取。

空气槽耗风量 Q_a (m^3/h);

$$Q_a = 60 q b L \quad (1-13-35)$$

式中 b ——斜槽宽度, (m);

L ——斜槽长度, (m);

q ——单位耗风量, ($m^3/m^2 \cdot \min$); 当槽斜度为 $4 \sim 6.5\%$ 时,一般三层帆布为 $2 m^3/m^2 \cdot \min$,多孔板时为 $1.5 m^3/m^2 \cdot \min$ 。

空气槽所需风压 P (Pa)

$$P = P_1 + P_2 + \Sigma P_3 \quad (1-13-36)$$

式中 P_1 ——透气层阻力; 多孔板透气层: 约 $2000 Pa$; 纺织品透气层: 约 $1000 Pa$;

P_2 ——料层阻力, Pa , $P_2 = h \rho g$, 此处料层高 h 按 m 计;

ΣP_3 ——送风管网阻力之和, Pa 。

根据经验,对于输送水泥的密闭型斜槽,所需风压 P 一般在 $3500 \sim 6000 Pa$ 之间,透气层用帆布(这是最普遍的)时取较低值,用多孔板时,或大规格、长斜槽时,取较大值。通常可按 $5000 Pa$ 考虑。

空气槽配套常用高压离心式通风机,选用方法及风管直径确定见本篇第10章及本章13.4.4节。

百色矿机厂所产空气斜槽,当在下斜 $4 \sim 6\%$ 的坡度条件下,运送水泥时的能力范围为:

槽宽(mm)	100	200	300	400	500
能力(m^3/h)	30~200				

空气槽送水泥时的标准技术数据见表1-13-17。

2) 空气提升泵

空气提升泵体内料位一般应在 75% 的泵体高度左右;输送管道中风速通常为 $16 \sim 26 m/s$,输送浓度,即输送物料与空气混合后的密度,与输送高成反比,当输送压力在 $20000 \sim$

输送水泥的空气槽标准技术数据

表 1-13-17

编 号	输送能力 G_s (t/h)	槽 宽 b (mm)	长 度 L (m)	槽 高 h_1 (mm)	风道高 h_2 (mm)	空气管径 D (mm)	风 量 Q (m ³ /h)	风 压 ΔP (Pa)	电机功率 N (kW)
1	25	100	10	150	50	50	120	2400	0.6
			20	170	70	75	240	2600	0.6
			30	200	100	75	360	2800	1.0
			40	200	100	75	480	3000	1.7
1.5	45	150	10	150	50	50	180	2400	0.6
			20	170	70	75	360	2600	1.0
			30	200	100	100	540	2800	1.7
			40	200	100	100	720	3000	1.7
2	65	200	10	150	50	75	240	2400	0.6
			20	170	70	75	480	2600	1.0
			30	200	100	100	720	2800	1.7
			40	200	100	125	960	3000	2.6
2.5	90	150	10	150	50	75	300	2400	1.0
			20	200	70	100	600	2600	1.7
			30	200	100	100	900	2800	2.6
			40	200	100	125	1200	3000	2.6
3	115	300	10	150	50	75	360	2400	1.0
			20	200	70	100	720	2600	1.7
			30	200	100	125	1080	2800	2.6
			40	200	100	150	1440	3000	2.6
4	165	400	10	150	50	75	480	2400	1.0
			20	200	70	125	960	2600	2.6
			30	200	100	150	1440	2800	2.6
			40	200	100	150	1920	3000	4.5

注：1. 输送能力为当充气料层高 $h = 100\text{mm}$, $t = 0.04\text{s}$ 时的值；

2. 风道槽长在10m以内时，可用表中 ΔP 值，当槽长增加时或风管直径减小时，需考虑由此引起的增值；

3. 空气密度按 1.2kg/m^3 取；

4. 本表引自黄标《气力输送》（上海科技出版社，1984年）一书。

空气提升泵的实例

表 1-13-18

泵体规格 $\phi \times h(\text{m})$	提升高 $H(\text{m})$	输送量 (t/h)	风 量 (m ³ /min)	风 压 (Pa)	输送浓度 (kg/m ³)	输送管内 风速 (m/s)	输送物料 名称
1.6×2.5	25.6	60	80	$g \times 2120$	10.1	31.5	水泥
1.0×3.14	25.6	30.2	—	$g \times 2820$	5.2~18.2	25	生料
0.95×2.3	35	32	28	$g \times 4100$	—	25	生料
0.6×—	—	10~15	33.3	$g \times 2800$	8	25	水泥
1.0×—	46	36	75	—	8~10	20~25	水泥

50000Pa时, 输送浓度可取 $12.5 \sim 20 \text{ kg/m}^3$; 所耗风量当浓度确定后, 风量即可确定。风量与输送高成正比; 一般, 总风量中4%用于气化水泥, 96%则由喷嘴喷入泵体作提升动力。输送风压26000~50000Pa之间, 喷嘴所耗风压约60~75%, 管道损失约25~40%。几则空气泵实例见表1-13-18。

4. 搅拌站用气力输送水泥的计算

1) 水泥的有关物理性质

(1) 粒径

物料的粒径在计算时是用其平均粒径, 当获得粒度组成曲线时, 用下式计算其平均粒径

$$d_m = \frac{\sum_{i=1}^{10} d_i}{10} \quad (1-13-37)$$

式中 d_i ——粒度组成曲线上对应于累计百分含量的粒径, 通常将其分成10个等分, 以便于计算。

当得到的基础资料是各级粒度质量的百分比时, 则用式(1-13-38)计算其平均粒径

$$d_m = \frac{\sum d_i a_i}{100} \quad (1-13-38)$$

$$d_i = \frac{d_1 + d_2}{2}$$

式中 d_i ——各级的平均粒径;

a_i ——平均直径为 d_i 的粒子所占被测总质量的百分数。

上两式中的单位按原资料的 d_i 的单位定, 通常用mm或 μm 表示。

在有关水泥计算中, 多用后一式, 即粒度质量百分数的算术平均值, 表1-13-19是用筛分法取得的硅酸盐水泥粒度分布数据:

按式(1-13-38) $d_m = \frac{\sum d_i a_i}{100} = \frac{2450}{100} = 24.5 \mu\text{m}$, 用相同的方法所得的矿渣水泥为 45μ , 作气动力输送计算时, 通常水泥的平均粒度取 $30 \sim 80 \mu$ 。

硅酸盐水泥粒度分布表

表 1-13-19

粒径级(μm)	<13	13~20	20~30	30~40	40~50	50~60	60~70	70~80	80~88	88~120
各级平均粒径(μm)	6.5	16.5	25	35	45	55	65	75	84	104
占总质量的百分比(%)	54.71	10.88	7.32	8.08	2.19	3.8	2.0	1.52	4.5	5

水泥密度

表 1-13-20

品种与状态	硅 酸 盐 水 泥		乳 土 水 泥		矿渣水泥	火山灰水泥	气化后水泥
	粉磨后	存库内	松散的	压实的			
$\rho(\text{t/m}^3)$	1.1	1.3~1.5	1.1	1.6	1.1~1.4	1.2	0.75~1.05

(2) 密度

水泥的实体密度 ρ 为 $3100 \sim 3300 \text{ kg/m}^3$, 而其松散密度则视存在的状态而不同, 如表1-13-20所示。

(3) 休止角

水泥静止安息角随外界给予物料的影响而变动, 通常约为 39° 。

2) 输送水泥的混合比

输送水泥的混合比 $\mu = \text{物料kg/空气kg}$, 亦称输送浓度, 可按下图1-13-48和表1-13-21选取。

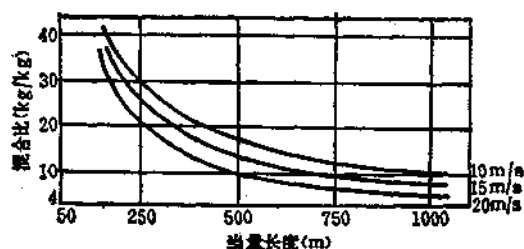


图 1-13-48 水泥输送距离和浓度的关系

输送方式与混合比的关系

表 1-13-21

输送方式	吸 送 式				压 送 式		
	低 真 空 (Pa)			高真空	低 压	高 压	特 殊
	≤ 12000	12000~25000	25000~50000				
混 合 比 μ ($\frac{\text{物料kg}}{\text{空气kg}}$)	0.35~1.2	1.2~1.8	1.8~8	8~20	1~10	10~50	50~110

表1-13-22为上送料式发送罐输送水泥时的输送比, 即混合比的实例。

上送料式发送罐输送水泥时的性能测定数据

表 1-13-22

输送物料	出口气流速度 (m/s)	空气量分配(%)			耗气量 (m^3/h)	供气压力 (MPa)	输送量 (t/h)	输送比
		环形气管	底部喷嘴	发送罐上部				
水 泥	8	60	—	40	58	0.44	6.9	100
	9.2	63	—	37	67	0.465	7.75	97
	10	39	42	19	72	0.175	4.84	65
	11.1	47	22	31	81	0.43	16.0	166
	12.2	40.5	40.5	19	89	0.225	12.0	111
	13.1	39	42	19	96	0.27	11.08	95
	14.2	34	43	23	104	0.35	9.34	51
	15.4	42	39	19	112	0.32	18.0	124
	17	44	38	18	124	0.35	18.92	128

3) 输送所需空气量 Q_a (m^3/h)

$$Q_a = \frac{Q}{\mu \rho_a g} (1.1 \sim 1.2) \quad (1-13-39)$$

$$\rho_a = 1.293 \times \frac{P}{1.013 \times 10^5} \times \frac{273}{273 + t}$$

式中 Q ——要求输送物料质量, kg/h;
 μ ——混合比, kg物料/kg空气;
 (1.1~1.2)——漏风系数;
 ρ_a ——当地自由空气的密度, kg/m³;
 P ——当地大气压, Pa。

4) 输送风速

在输送管道中, 风压沿进料端向出料的进程而逐渐降低, 因而其体积随之而增大, 以致风速也相应加大, 管路愈长, 此现象愈严重。在计算时所选用的风速应为全管道的平均值。对长管路, 应分段逐渐增大管径, 以使风速保持一致。水泥高压压送常用风速见表1-13-23。

水泥高压压送的常用风速

表 1-13-23

管 段	初 速	末 速	平 均 风 速
进料端小管径	10~12	14~15	12~13
中间段	10~12	14~18	12~15
出料端大管径	9~12	21~32	15~22

注: 1. 上表中, 风速单位m/s;

2. 如采用不变管径, 则可用9~12m/s风速。

不同温度下的空气物性常数

表 1-13-24

温 度 (°C)	密 度 $\rho \times 10$ (kg/m ³)	粘 度 $\eta \times 10^{-4}$ (PaS)	运动粘度 $\nu \times 10^{-6}$ (m ² /s)	湿空气的密度(kg/m ³)		
				相 对 湿 度 (%)		
				50	75	100
-10	0.1369	1.707	1.247	1.341	1.341	1.341
-9	0.1363	1.712	1.256	1.336	1.336	1.336
-8	0.1358	1.717	1.264	1.331	1.331	1.330
-7	0.1353	1.722	1.273	1.326	1.326	1.325
-6	0.1348	1.726	1.280	1.321	1.321	1.320
-5	0.1343	1.733	1.290	1.316	1.316	1.315
-4	0.1338	1.738	1.299	1.311	1.310	1.310
-3	0.1333	1.743	1.311	1.306	1.305	1.305
-2	0.1328	1.748	1.316	1.301	1.300	1.300
-1	0.1324	1.753	1.324	1.297	1.295	1.295
0	0.1319	1.758	1.333	1.292	1.291	1.290
1	0.1314	1.763	1.342	1.286	1.286	1.285
2	0.1309	1.768	1.351	1.282	1.281	1.281
3	0.1304	1.773	1.360	1.277	1.276	1.275
4	0.1299	1.778	1.369	1.272	1.271	1.270
5	0.1295	1.783	1.377	1.268	1.267	1.266
6	0.1290	1.788	1.386	1.263	1.262	1.261
7	0.1285	1.793	1.395	1.258	1.256	1.255

续表

温 度 (°C)	密 度 $\rho \times 10$ (kg/m ³)	粘 度 $\eta \times 10^{-5}$ (PaS)	运动粘度 $\nu \times 10^{-5}$ (m ² /s)	湿空气的密度(kg/m ³)		
				相 对 湿 度 (%)		
				50	75	100
8	0.1282	1.798	1.402	1.254	1.253	1.252
9	0.1277	1.803	1.412	1.249	1.248	1.247
10	0.1272	1.808	1.421	1.244	1.243	1.241
11	0.1268	1.813	1.430	1.240	1.238	1.237
12	0.1263	1.817	1.439	1.235	1.233	1.232
13	0.1258	1.823	1.449	1.231	1.229	1.227
14	0.1254	1.827	1.457	1.226	1.224	1.223
15	0.1250	1.833	1.466	1.222	1.219	1.218
16	0.1245	1.837	1.475	1.217	1.215	1.213
17	0.1241	1.842	1.484	1.213	1.210	1.208
18	0.1237	1.847	1.493	1.208	1.206	1.204
19	0.1232	1.852	1.503	1.203	1.201	1.198
20	0.1229	1.857	1.512	1.200	1.197	1.195
21	0.1225	1.862	1.520	1.195	1.193	1.190
22	0.1220	1.867	1.530	1.190	1.187	1.184
23	0.1217	1.871	1.537	1.187	1.184	1.180
24	0.1212	1.876	1.548	1.181	1.178	1.175
25	0.1208	1.881	1.557	1.178	1.174	1.171
26	0.1204	1.886	1.567	1.174	1.170	1.166
27	0.1200	1.891	1.576	1.169	1.165	1.161
28	0.1195	1.895	1.586	1.164	1.160	1.155
29	0.1192	1.900	1.594	1.160	1.156	1.152
30	0.1188	1.905	1.604	1.156	1.151	1.147
31	0.1184	1.910	1.613	1.151	1.146	1.141
32	0.1180	1.914	1.622	1.147	1.142	1.137
33	0.1176	1.919	1.632	1.142	1.137	1.131
34	0.1172	1.924	1.642	1.138	1.132	1.126
35	0.1169	1.929	1.650	1.134	1.128	1.122
36	0.1165	1.934	1.660	1.129	1.123	1.117
37	0.1161	1.938	1.669	1.125	1.118	1.111
38	0.1157	1.943	1.679	1.120	1.113	1.106
39	0.1153	1.948	1.690	1.116	1.109	1.101
40	0.1150	1.953	1.698	1.112	1.105	1.097
41	0.1146	1.957	1.708	1.108	1.099	1.091
42	0.1142	1.962	1.718	1.103	1.094	1.088
43	0.1139	1.967	1.727	1.099	1.090	1.081
44	0.1135	1.971	1.737	1.094	1.085	1.075
45	0.1132	1.976	1.746	1.090	1.080	1.070
46	0.1128	1.981	1.758	1.085	1.075	1.064
47	0.1124	1.985	1.766	1.080	1.070	1.058
48	0.1121	1.990	1.775	1.076	1.065	1.053
49	0.1118	1.995	1.785	1.072	1.060	1.048
50	0.1114	1.999	1.795	1.067	1.054	1.042

输送水泥时, 风速亦按粒子自由悬浮速度 $v_{\text{悬浮}}$ (即不受管道和粒子间的摩擦冲撞影响) 的倍数来定。

$v_{\text{悬浮}}$ 的计算法之一, 求阻力系数 C 值法:

$$CR_s^2 = 13.6 \frac{d_s^2 \rho_s (\rho_s - \rho_a)}{\eta^2} \quad (1-13-40)$$

式中 ρ_a ——输送状态下的空气密度, kg/m^3 , 见表1-13-24;

η ——空气的动力粘性系数见表1-13-24;

ρ_s ——水泥密度, 取 3000 kg/m^3 。

按求出的 CR_s 值, 查表1-13-25, 可得相应的阻力系数 C 值, 代入下式, 即可求得 $v_{\text{悬浮}}$

$$v_{\text{悬浮}} = 3.62 \sqrt{\frac{d_s (\rho_s - \rho_a)}{\rho_a C}} \quad (1-13-41)$$

式中 $v_{\text{悬浮}}$ ——为水泥粒子自由悬浮速度, m/s 。

注意, 上两式中, d_s 均用 m 作单位。

雷诺数与阻力系数的关系

表 1-13-25

R_s	C	CR_s	CR_s^2	R_s	C	CR_s	CR_s^2
0.1	240	24.0	2.4	700	0.50	350	245×10^3
0.2	120	24.0	4.8	1000	0.46	460	460×10^3
0.3	80	24.0	7.2	2000	0.42	840	1.88×10^3
0.5	49.5	24.8	12.4	3000	0.40	1200	3.60×10^3
0.7	36.5	25.6	17.0	5000	0.385	1920	9.60×10^3
1	26.5	26.5	26.5	7000	0.390	2730	19.10×10^3
2	14.4	28.8	57.6	10000	0.405	4050	40.5×10^3
3	10.4	31.2	96.7	20000	0.45	9000	180×10^3
5	6.9	34.5	173	30000	0.47	14200	426×10^3
7	5.4	37.8	265	50000	0.49	24500	1.23×10^4
10	4.1	41.0	410	70000	0.50	35000	2.45×10^4
20	2.55	51.0	1.02×10^3	100000	0.48	48000	4.8×10^4
30	2.00	60.0	1.80×10^3	200000	0.42	84000	16.8×10^4
50	1.50	75.0	3.75×10^3	300000	0.29	66000	18.0×10^4
70	1.27	89.0	6.23×10^3	400000	0.084	33600	13.4×10^4
100	1.07	107	10.7×10^3	600000	0.10	60000	36×10^4
200	0.77	154	30.8×10^3	1000000	0.18	180000	180×10^4
300	0.65	195	58.5×10^3	3000000	0.20	600000	1.8×10^5
500	0.55	275	138×10^3				

输送风速 $v(\text{m/s})$

$$v = K v_{\text{悬浮}} \quad (1-13-42)$$

式中 K ——经验系数, 参照表1-13-26选取。

$v_{\text{悬浮}}$ 计算方法之二, 运用斯托克斯定律:

$$v_{\text{悬浮}} = \frac{0.545(\rho_s - \rho_a)d_s^2}{\eta} \quad (1-13-43)$$

上式用于粉料、 $Re < 1$ 的层流粘性摩擦区，其粒子在 $50 \sim 100 \mu$ ，水泥的粒径一般不超过 100μ 。见图 1-13-49。

K 值表 表 1-13-28

输送条件	K 值
松散物料在垂直管中	1.3~1.7
松散物料在水平管中	1.8~2.0
有两个弯头的垂直或倾斜管	2.4~4.0
管路布置较复杂时	2.6~5.0
管路长、密度大、成团粘结	5.0~10
水泥及其他粉状物料的一般条件	2.4~7

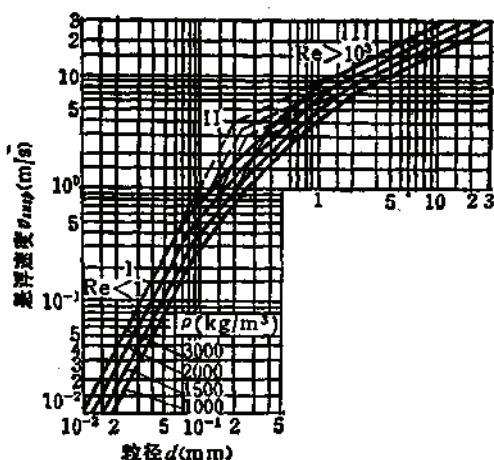


图 1-13-49 球体物的悬浮速度

图中 I 为层流粘性摩擦阻力区，其粒径在 $50 \sim 100 \mu$ 之间，称粉料；

II 为过渡区，其 Re (雷诺数) 在 1 与 1000 之间，其粒径为 $100 \sim 1000 \mu$ ，亦可统称粉料；

III 为紊流，即湍流压差阻力区， Re 在 $1000 \sim 2 \times 10^5$ 之间，属于这种性质的物料粒径在 1 mm 以上，由于水泥粒度细微，故可作为球形查上图

通常，水泥的悬浮速度即等于其沉降速度，约在 $0.210 \sim 0.240 \text{ m/s}$ 之间。

求 $v_{\text{悬}}$ ，第三方法，即图解法，可直接从图 1-13-48 查出 $v_{\text{悬}}$ ，再乘以 K ，即得输送风速 v 。

5) 输料管直径 d (m) 确定

$$d = \sqrt{\frac{4Q_s}{3600\pi v}} \quad (1-13-44)$$

6) 输送系统压力损失确定

按系统布置图分段计算

(1) 发送装置的压力损失

发送罐 (吹灰缸)，出口间压力损失为 $0.12 \sim 0.18 \text{ MPa}$ ，螺旋泵为 0.1 MPa 。

吸嘴的压力损失 P_1 (Pa) 可按式计算

$$P_1 = (c + \mu) \rho_s v^2 / 2 \quad (1-13-45)$$

式中 c ——吸嘴放置状况系数，常取 10；

μ ——料气比，见前图表。

(2) 物料起动加速的压力损失 P_2 (Pa)

$$P_2 = (1 + \mu\beta) \rho_s v^2 / 2 \quad (1-13-46)$$

式中 β ——系数，送水泥时取 $0.65 \sim 0.85$ 。

压送式气力输送系统中的发送罐 (吸灰缸) 内的水泥，由静止转入运动状态所需动能

约为30000Pa。

(3) 管道阻力损失 P_s (Pa)

$$P_s = \alpha P_a = (1 + \mu \tan \theta) P_a \quad (1-13-47)$$

式中 $\tan \theta$ ——实验数值, 约0.3~0.6之间;

P_a ——纯空气的管道阻力损失, Pa, 各局部阻力可折算成当量长度, 其计算方法请见本篇压缩空气有关章节。

(4) 垂直管道内物料悬浮、上升所耗能量 P_t (Pa)

$$P_t = \rho_a (1 + \mu) h g \quad (1-13-48)$$

式中 h ——垂直输料管段的高度、m; 或物料提升的垂直高度。

(5) 管道出口处的压力损失 P_e (Pa)

当所送物料出管后直接入仓时(搅拌就多属这种情况), P_e 可取3000~5000Pa, 若采用分离器, 则可按下式计算其损失的Pa值

$$P_e = \frac{\xi \rho_a v^2}{2} (1 + K \mu) \quad (1-13-49)$$

式中 ξ ——分离器对纯空气的阻力系数, 对容积式分离器, 取1.5~2.0; 对旋风式, 可取1.5~2.5;

v ——空气进入分离器的速度, 15~21m/s;

K ——经验系数, 与 v 有关, 见表1-13-27。

K 与 v 的对应表

表 1-13-27

v	15	16	17	18	19	20	21
K	0.45	0.41	0.38	0.36	0.35	0.34	0.33

(6) 系统的总压力损失 P (Pa)

$$P = \sum_i P_i \quad (1-13-50)$$

(7) 供气设备的压力 P_{su} (Pa)

$$P_{su} = K P = (1.1 \sim 1.2) P \quad (1-13-51)$$

13.3.3 搅拌槽混合器及砂泵

在13.2节中可以看出, 为了砂浆和水泥的混合, 绝大部分搅拌站是用搅拌槽, 但也有部分将水泥和砂分别制成浆后, 利用这两股浆的紊流动能自然混合, 或用一无动力的混合器使加剧其紊流状态以达到混合的目的。

13.3.3.1 搅拌槽

充填料制备用的搅拌槽, 其中搅拌器多用推进器式, 有单轮或双轮两种, 适应用充填料搅拌的搅拌槽, 目前尚以非标准产品居多, 如图1-13-50所示的双轮、40kW高浓度搅拌槽即是一例。

不论标准或非标准搅拌槽, 其主要尺寸之间比例都基本相同, 即 $H/D \approx 1$; $D/d \approx 3$; $y/d \approx 0.33$; $S/d \approx 1$ 。各符号的意义见图1-13-50中括号内的标注。其电机的功率则随浆体的浓度、搅拌器的转速的3次方及其直径的5次方、以及搅拌器的结构而变, 多由

试验得出。上述比例随叶型不同而异,所列比例为推进器型的搅拌机,转速一般为100~400r/min。

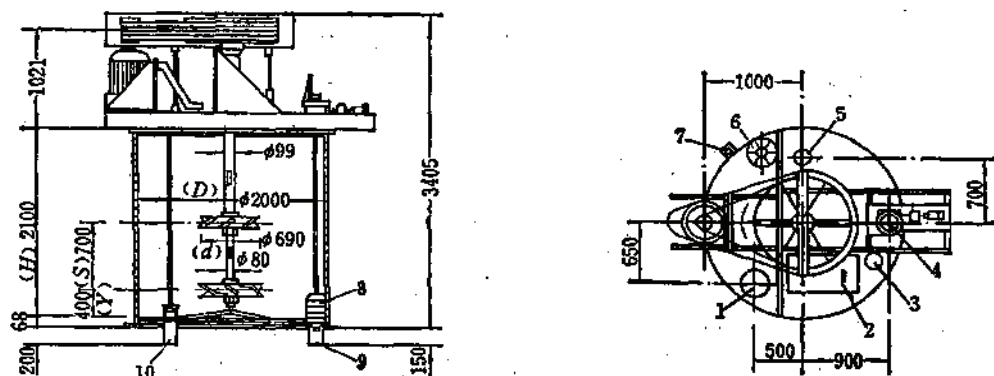


图 1-13-50 金川搅拌机装配简图

1—砂浆給料口; 2—观察孔(有密封盖); 3—收尘孔; 4—电动排浆阀; 5—给水泥孔; 6—事故排浆阀; 7—溢流管; 8—滤网; 9—排浆口; 10—事故排浆口(料位仪安装位置一般在安装现场定,图上未示出)

搅拌槽的容积,也应按实验得出,以获得最佳混合效果时的电机最小容量。无试验资料条件下,当前对搅拌槽的容积 $V(\text{m}^3)$ 多用搅拌时间来定。

$$V_{\text{有效}} = \frac{Q}{60} t \quad (1-13-52)$$

式中 $V_{\text{有效}}$ ——搅拌桶有效容积, m^3 , $V_{\text{有效}} = 0.6 \sim 0.66 V$;

Q ——搅拌槽需要的能力, m^3/h ;

t ——搅拌时间,通常取2~5min。

当已知搅拌槽内的浆体体积浓度 C_v 和要求的固体的实体积流量 $Q_{\text{固}}$, m^3/h 时,则

$$Q = \frac{Q_{\text{固}}}{C_v} \quad (1-13-53)$$

当已知的是其他条件时,请参照13.3.1.4之3中砂仓有效容积计算进行。

表1-13-28列出一些充填搅拌站所用搅拌槽的实例供设计时参考。

搅拌槽在转动时液面受离心力作用,周边上升比中心的液面高得多,故实际装料液面一般不超过0.6~0.67的槽高。

搅拌桶的容积不宜选得过大,容积大则将使浆料滞留在槽内的时间长会使充填料造成进一步粉碎,以致降低其品质。

充填站内的搅拌桶,都是空负荷起动,达到额定转速后,先向槽内注清水5~15min,(视管路长短而定),以作输浆前清洗地下管路和确定管路是否畅通,然后再放入砂浆和水泥,搅拌结束时,最后也应用清水充洗管路。

如水泥是干的加入搅拌槽,则槽应密闭,并装抽风筒,使槽内保持50~100Pa的微小负压,负压过大会抽走过多的水泥,既浪费了水泥,又污染了站外环境。

为了清理方便,应将槽底做成不小于1%的斜坡;在斜坡的最低处应开有排污管口。

搅拌槽的进料位置,应尽量靠近槽中心,尤其是给干水泥时,以防进来的料迅速沉于槽内靠壁处,结成固块。

国内外某些搅拌槽使用实例

表 1-13-28

矿 山 名 称	充 填 能 力	搅 拌 槽 规 格		备 注
		槽内径 $D \times$ 槽高 H (m)	电机功率 P (kW)	
金川二矿区	东站2台, 16万 m^3/a 60 m^3/h (西站)	2 $\times$ 2.1共7台	40	西站砂80t/h, 水泥19t/h, 水21t/h
凡口新站	40 m^3/h (干量, 每台)	2 $\times$ 2.1共2台	22	有效容积 $\approx 3.4m^3$
铜录山3 $^\circ$, 4 $^\circ$ 站	$\approx 40m^3/h$ (干量, 每台)	1.5 $\times$ 1.5各一台	17	有效高 $\approx 1m$
新城金矿	40 m^3/h (每台)	1.5 $\times$ 1.5共2台	17, 22	
焦家金矿	40 m^3/h (每台)	1.5 $\times$ 1.5共2台	17	
红透山矿	25337 m^3/a (84年)	1.3 $\times$ 1.3	14	制水泥浆用
湘西金矿	500t/d(采矿能力)	1.5 $\times$ 1.9	22	
美Dagrock矿		4.27 $\times$ 5.49	30	有效高3.66m
金川龙首矿		1.2 $\times$ 1.25	2.8	制水泥浆用
矿冶研究院		1.2 $\times$ 1.5	13	试 验 用
三山岛金矿	1500t/d(采矿能力)	2 $\times$ 2.1	28	防海水腐蚀
澳Mount Isa		1.2 $\times$ 1.2	7.5	制水泥及炉渣浆
赞Mufulira	400 $\sim$ 660t/h	3 $\times$ 3共3台	15	$\phi 750mm$ 双叶轮有效高2m
Mount Isa	147 $\sim$ 220t/h	2.75 $\times$ 2.75	20	
Beaverlodge	100 $\sim$ 115t/h	7.8 $\times$ 10.5	44	坑内掘砌槽兼作储仓
Black mountain	3000t(干量, 每班)	28 m^3		搅拌10min, 加50%的干砂

搅拌器在国内都是用中心垂直安置的, 国外有相当多的搅拌站是用斜置在槽内的搅拌器。

13.3.3.2 混合器

有几种不同的形式, 其一是无任何特殊附加器, 只将砂浆与水泥浆两股流体汇成一股即成, 如红透山矿和美国的 Homestake 金矿。其二为加拿大 Sigma 矿的是用一个长方形混合箱或槽, 槽沿长的方向分为三段或三部分, 第一部分与第二部分以一直立的筛板为分界, 筛板上布有直径为 25mm 的筛孔, 第二部分与第三部分由一块三角堰的缺口板间隔。砂浆由混合箱底部先进入槽的第一部分, 经过筛板, 除去可能的大团块, 再进入第二部分, 溢流过三角堰, 以测流量, 而后进入第三部分。水泥则是从 $\phi 228mm$ 的螺旋输送机直接将干料送到混合器上方, 进入与溢流过三角堰的砂浆流相混, 然后从槽底经 $\phi 75mm$ 管流入地下, 浓度试样也从混合箱采取, 小时干流量为 54 $\sim$ 59t。其三是澳大利亚新布罗肯所用的圆柱圆锥形混合器, 干砂和水泥浆分别进入混合器, 器内有中心和四周共 5 根喷水管喷水制浆混合, 每个混合器小时通过量约为 120 m^3 , 混合浆质量浓度在 63 $\sim$ 70% 之间。圆柱圆锥形混合器见图 1-13-51。在当前尚没有明确这几种混合器的效果以前, 暂优先推荐用搅拌槽, 其主要性能见表 1-13-29。

13.3.3.3 砂泵

1. 设置条件

(1) 当站的工艺布置在不能实现砂浆或水泥浆的自流时, 则搅拌流程中浆体的各工序之间的输送就必需用砂泵, 如图 1-13-18 中所示的 Strathcona 矿充填制备站即是。

(2) 如站的位置造成搅拌浆体不能用自流送入地下采场时, 也需借助砂泵来完成。

充填站用搅拌机

表 1-13-29

序 号	规 格 (mm)	性 能	所需功率 (kW)	图 号	设 计 单 位
1	$\phi 1500 \times 1600$	$C_m \leq 70\%$, $40\text{m}^3/\text{h}$	18.5	136072	北京有色冶金设计研究总院
2	$\phi 2000 \times 2000$	$C_m < 75\%$, $80 \sim 100\text{m}^3/\text{h}$	22	136257	
3	$\phi 2000 \times 2100$	同上可防海水腐蚀	22	06040	
4	$\phi 2000 \times 2100$	高浓度, 普通型	40	13646	
5	$\phi 2000 \times 2100$	高浓度, 普通型	27	通用CJ-1029	长沙有色冶金设计研究院
6	$\phi 1500 \times 1900$	高浓度, 普通型	22	CBK-6	

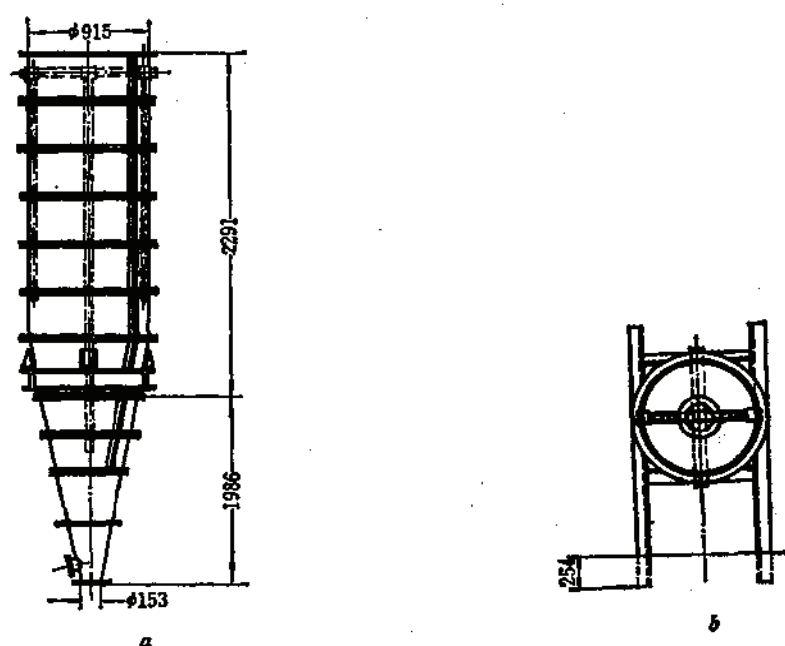


图 1-13-51 ZC/NBHC用圆柱圆锥混合器

a—立面图, b—平面图

图1-13-18中的最后砂泵, 以及焦家和新城金矿搅拌槽后的砂泵均属此类。

2. 型式选择

目前选择国内适用于高浓度, 强耐磨蚀的砂泵有石家庄水泵厂的AH型及老产品PS型和Ph型三种离心式卧式砂泵, AH型还可作最长达6台的串联。在国外有用于搅拌站的实例, 如Mount Isa矿。但对高浓度、强磨蚀性及大于1 mm颗粒占主要成分时, 在大厂试验中尚未能取得预期的效果, 因而目前还不能偏废老产品。有关砂浆型号及主要技术性能见本篇第十二章表1-12-23~1-12-31。

3. 砂泵规格确定

泵的吸入扬程(指吸入液面至泵中心线之高差)由下式决定:

$$H_s = \frac{P_0 - P_v}{\rho g} - h_f - [\Delta h] \quad (1-13-54)$$

式中 H_s ——吸入高度, m; 当为负值时则为灌注高度;

P_0 ——当地大气压, Pa;

P_v ——水的汽化压力, Pa; 与浆体输送时的温度有关, 可查排水章有关资料, 亦可按下式估算:

$$\frac{P_v}{\rho g} = 0.10 + 1.5 \times 10^{-3} \times t_p^{2.9}$$

式中 t_p ——浆体温度, °C;

ρ ——浆体密度, kg/m³;

h_f ——吸水管的阻力, m液柱;

$[\Delta h]$ ——泵的气蚀余量 (NSPH), m液柱, 由砂泵样本给出 (当样本给出是水柱时, 应按 $\rho[\Delta h]$ 换算)。

在实际使用中, 为可靠计, 用上式计算出的 H_s 即使是正值, 一般也采用灌注法。灌注高度应大于 $-H_s$, 但不小于 1.5m, 这点在搅拌站多能做到, 因为搅拌槽就是一个较好的灌注容器。从灌注容器底至砂泵入口的联接管, 即吸入管, 应有向砂泵入口的倾斜角, 其值推荐为 20 度左右、泵的入口与灌注容器间应留有不小于 1m 的距离, 以利砂泵的检修。

泵的排出扬程 H_d (液柱) 按采矿专业要求的充填料管道输送几何扬程加沿程压力损失的总和计。

则砂泵的总扬程 (以浆柱计) 为:

$$H_t = H_d - H_s \quad (1-13-55)$$

由于砂泵制造厂家所提供的都是泵的清水性能, 而砂泵在扬送浆体时, 扬程与效率都比扬送清水时为低, 并随浓度 (也与粒度有关) 的增加而递减。但这扬程与效率的递减数值, (通称折减系数), 目前尚无一通用理论公式可供采用, 应按不同类型的砂泵, 用具体的浆体, 以试验方法取得。在设计时如无法取得试验数据时, 可用下列近似计算公式将 H_t (浆柱) 换算成泵的清水扬程 (以 m 水柱计)。

$$H_w = \frac{d_p H_t}{1 - 0.25 C_m} \quad (1-13-56)$$

式中 H_w ——为砂泵清水性能曲线上的扬程, m;

d_p ——浆体的相对密度;

C_m ——浆体的质量浓度, %;

H_t ——砂泵所需要的总浆体扬程, m 浆柱。

上式中 $(1 - 0.25 C_m)$ 即砂泵的扬程折减系数, 为一经验公式, 在 C_m 为 80% 以下时可用。

效率折减系数可按下列近似统计公式取

$$K_e = e^{-0.005} \quad (1-13-57)$$

式中 e ——自然对数的底。

当用扬量 Q (m³/h 或 L/s) 及计算出的 H_w , 在砂泵清水性能曲线上查出该泵的清水

效率 η_w 后,即可用下式换算成扬送浆体时的真实近似效率 η_p 。

$$\eta_p = K_s \eta_w = \sigma^{-0.2} \eta_w \quad (1-13-58)$$

上式是根据现场的有限次试验的实际值,经曲线拟合后得出的,亦可用 $C_s < 80\%$ 的条件下。

砂系的功率 N_p (kW) 用下式计算

$$N_p = \frac{\rho_p g Q H_s}{3600 \times 1000 \eta_p} \times 1.3 \quad (1-13-59)$$

$$\text{或} \quad N_p = \frac{QH_w}{3600 \times 102 \eta_p} \times 1.3 \quad (1-13-60)$$

式中 ρ_p ——浆体密度 kg/m^3 ;

Q ——扬送量, m^3/h 。

为使砂泵适宜流量,扬程及浓度的变化,与砂泵配套的电机应是转速可调的,以使砂泵尽可能的保持高效率运行。选型时一定要注明传动型式是直连还是皮带传动。

13.4 搅拌站的计量控制要求及辅助设施

1.3.4.1 对计量及控制的要求

为加强质量控制及经济管理,搅拌站对砂与水泥及水的流量,和水泥砂浆的浓度均应具有计量。此外,为保持正常连续生产,对水泥仓、砂仓及搅拌桶还应有料位测定仪,国内最近几年建成的搅拌站多数已基本达到了上述计量及控制要求,能进行单参数的定值自动控制 and 手动控制,有的搅拌站即将要实现有微机处理的综合自动控制系统,如焦家、凡口两矿。因此在搅拌站的设计布置上、设备选型上,定员及投资上都应考虑到计量及控制的要求和效果。

凡口矿和金川二矿区西部搅拌站的搅拌站仪表系统,见图1-13-52和图1-13-53。

综上所述,一个典型的搅拌站的仪表配备及其功能应该是:

(1) 砂仓、水泥仓及搅拌槽均应有各自的料位仪,前两个料位仪应能在控制室连续指示和纪录仓中的料位,并在近满仓与空仓两个预定的料位发出警告信号;搅拌槽的料位仪除了上述功能外,还能相应的控制给砂的速度,使搅拌筒的料位保持稳定;

(2) 砂浆、水泥、水三者均应有各自的流量计,不断的在控制室进行显示瞬时流量和连续纪录瞬时和累计流量,且能按预定的流量和比例自动调整,保持比例的恒定。

(3) 砂浆和砂与水泥的混合浆均应有浓度计,也需连续的在控制室进行显示并纪录;在浓度发生偏离预定值时,能给出信号并调正相应的流量,以回复到预定的参数。

(4) 站内主要的电机,如给料机、搅拌槽、砂泵、水泵等,均应有各自的电压电流表,整个站应有总电功表。

(5) 应有与井下充填点的直通电话和信号联系;如是砂泵向砂仓供料时,还应有与供料站砂泵房的电话及信号联系;

(6) 应有井下充填料输送管的堵管报警信号;

(7) 较大的搅拌站还要配备控制室与操作点,砂仓及水泥仓顶的电话和信号联系;此外,值班室应有与外部的普通电话联系。

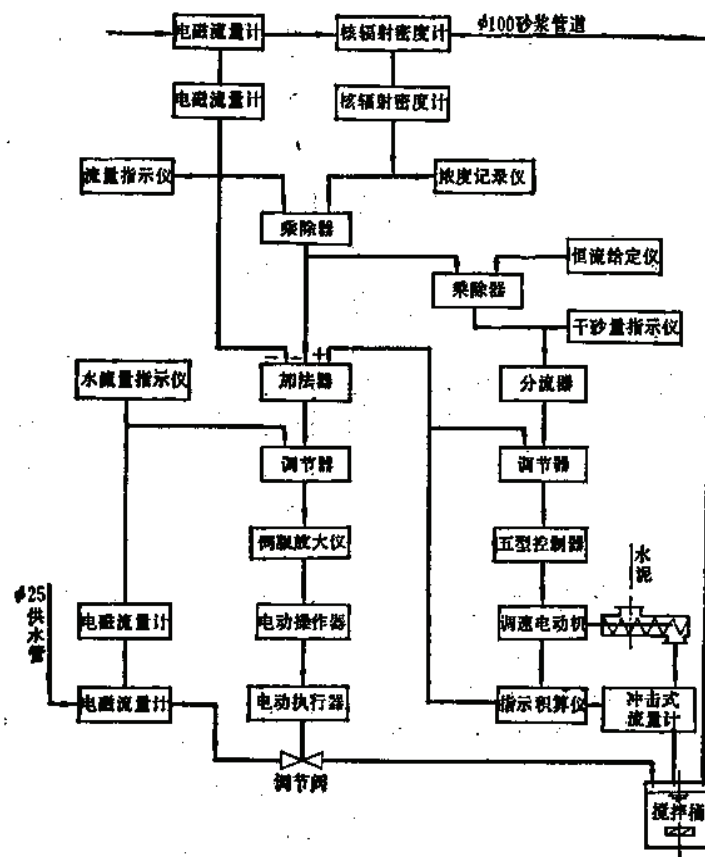


图 1-13-52 凡口矿立式砂仓搅拌站控制仪表系统图

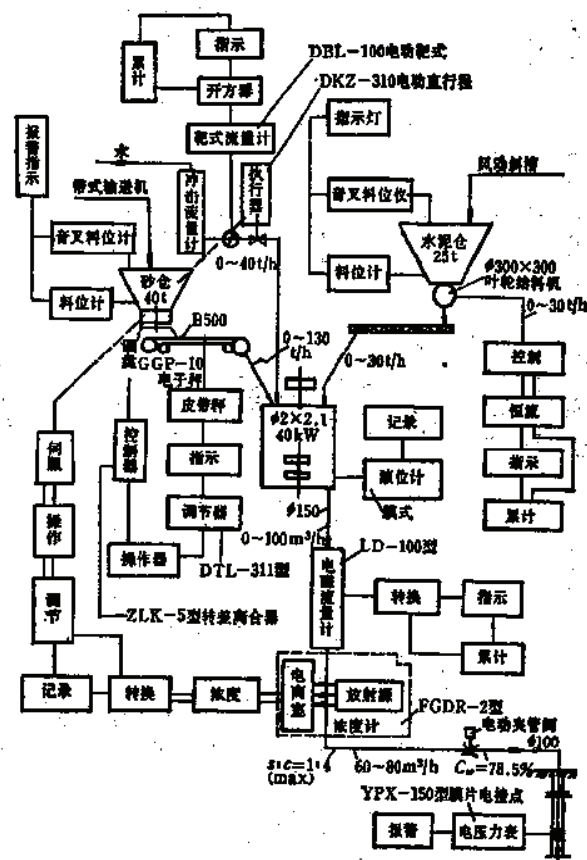


图 1-13-53 金川西部搅拌站仪表系统图（全站有五个图示单元）

13.4.2 与计量及控制有关的机械设备

(1) 水泥干料的计量在国外用皮带称的居多, 而国内现多用电子螺旋称和冲击式流量计。螺旋称目前尚属非标产品, 已在铜录山新、老站、丰山矿和大厂等单位使用。冲击式流量计在凡口矿、焦家、三山岛金矿使用。金川二矿搅拌站则是用星形给料器间接测定水泥的重量, 精度可达98%。

所有称重设备的前一级给料机, 和间接测重的给料机, 均应配有可调速的电动机, 并需配备自动控制箱, 如ZLK-1型转差离合调速电动机。

各种计量设备均需考虑其标定方法和相应的设备, 且应考虑到标定后物料的处理问题, 这样才能保持计量设备的长期精度。当前, 除电子皮带称的间接标定外, 其他直接标定设备亦属非标产品, 且亦尚未形成一个较典型的方法。

(2) 夹管阀是控制砂浆流量唯一的设备, 有手动、电动、气动和气—液动等四种, 当前国产的有手动和电动的, 由长沙矿山研究院设计, 上海阀门厂生产, 凡口正在试验气—液联动的。黄石、青岛橡胶厂可产耐磨阀套。据现场反映, 青岛产的使用寿命可达一年左右。

13.4.3 收尘、排尘、通风及排污

(1) 水泥仓顶通常都是用袋式收尘器, 这类收尘器对0.5微米以上的粒子捕捉效率可达95~99%, 主要用清除袋上的附尘方式来分类。搅拌站多用脉冲式及仓顶正压机械振打式。袋式除尘器可按样本选定规格, 也可按下式计算:

袋式收尘器过滤面积 A (m^2) 如下式

$$A = A_1 + A_2 = \frac{Q_1 + Q_2}{v} + A_2 \quad (1-13-61)$$

式中 A_1 ——布袋工作部分的过滤面积, m^2 ;

A_2 ——布袋清灰部分的过滤面积, m^2 ;

Q_1 ——要求处理的含尘气体量, m^3/min , 可按气力输送水泥进仓的自由空气体积流量取, 如作其他部分的收尘, Q_1 即取该处的用风量;

Q_2 ——收尘管道的漏风量, m^3/min , 可按 $(0.3 \sim 0.5) Q_1$ 量计算, 当用正压仓顶式袋式收尘器时, 可不计入此量;

v ——过滤风速, m/min ; 不同材质滤布的 v 可按下表选取。

滤布材质	毛或棉织品	人造纤维	玻璃纤维
过滤风速 v	0.6~1.5	0.5~1.3	0.3~0.9

注: 1. 对脉冲喷吹袋式收尘器, v 可取3~4m/min;

2. 对气环式袋式收尘器, v 可取4~6m/min。

仓顶正压袋式收尘器有ZCC型为温州机械配件厂产。

表1-13-30和图1-13-54为脉冲袋式收尘器主要技术性能和其中一个规格的外形图, 鞍山除尘通风设备厂和北京太阳除尘厂均生产此种收尘器。

对于搅拌站的水泥仓, 以用仓顶正压袋式收尘器为好, 因为此水泥仓全为短时间歇式工作, 不需另设风机和供给喷吹压气、ZCC-30型技术性能如下:

脉冲模式除尘器主要技术性能

表 1-13-30

项 目	Q _J DMC-24A型	Q _J DMC-24B型	Q _J DMC-36型	Q _J DMC-48型	Q _J DMC-60型
过滤面积(m ²)	18	18	27	36	45
滤袋条数(条)	24	24	36	48	60
滤袋直径×长度(mm)	φ120×2000	φ120×2000	φ120×2000	φ120×2000	φ120×2000
设备压损(Pa)	1000×1200	1000~1200	1000~1200	1000×1200	1000~1200
除尘效率(%)	99	99	99	99	99
含尘浓度(g/m ³)	3~5	3~5	3~5	3~5	3~5
过滤风速(m/min)	3~4	3~4	3~4	3~4	3~4
处理空气量(m ³ /h)	3240~4320	3240~4320	4950~6480	6480~8630	8100~10800
脉冲阀数量(个)	4	4	6	8	10
脉冲宽度(s)	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
脉冲周期(s)	30~60	30~60	30~60	30~60	30~60
喷吹压力(MPa)	0.6~0.7	0.6~0.7	0.6~0.7	0.6~0.7	0.6~0.7
喷吹空气量(按脉冲周期60秒)(m ³ /min)	0.072	0.072	0.108	0.144	0.18
外形尺寸(长×宽×高)(mm)	1000×1400 ×3605	1000×1400 ×3657	1400~1400 ×3609	1800~1400 ×3646	2200×1400 ×3646
设备质量(kg)	725	540	850	1165	1200

项 目	Q _J DMC-72型	Q _J DMC-84型	Q _J DMC-96型	Q _J DMC-108型	Q _J DMC-120型
过滤面积(m ²)	54	63	72	81	90
滤袋条数(条)	72	84	96	108	120
滤袋直径×长度(mm)	φ120×2000	φ120×2000	φ120×2000	φ120×2000	φ120×2000
设备压损(Pa)	1000~1200	1000~1200	1000~1200	1000~1200	1000~1200
除尘效率(%)	99	99	99	99	99
含尘浓度(g/m ³)	3~5	3~5	3~5	3~5	3~5
过滤风速(m/min)	3~4	3~4	3~4	3~4	3~4
处理空气量(m ³ /h)	9720~12000	11300~15100	12900~17300	14600~19400	16200~21600
脉冲阀数量(个)	12	14	16	18	20
脉冲宽度(s)	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
脉冲周期(s)	30~60	30~60	30~60	30~60	30~60
喷吹压力(MPa)	0.6~0.7	0.6~0.7	0.6~0.7	0.6~0.7	0.6~0.7
喷吹空气量(按脉冲周期60s)(m ³ /min)	0.216	0.252	0.288	0.224	0.36
外形尺寸(长×宽×高)(mm)	2600×1400 ×3646	3000×1400 ×3646	3400×1400 ×3646	3800×1400 ×3646	4200×1400 ×3646
设备质量(kg)	1590	1770	1950	2100	2300

注：喷吹空气量中，已考虑了附加系数1.5。

适用风量：720~1440m³/h；过滤速度：0.4~0.8m/min；滤袋面积：30m²；滤袋条数：28条；滤袋规格：φ160×2105(mm)；过滤阻力0.8~1kPa；除尘效率：>799.5%；清灰方式：高频机械振动；清灰电机：0.25kW；总重602kg。ZCC-30型仓顶正压袋式收尘器外形如图1-13-55所示。

(2) 排尘，主要是在搅拌槽。为保持槽内小负压，必须备有抽尘风机，风机的风量按搅拌槽盖的漏风量定。透过缝隙的风速可按1.02~1.5m/s计，风管内风速可取6~9m/s，

所需风压则按管道损失加50~100Pa, 再加消音器阻力, 然后乘以1.25倍的裕量。管道损失可查全国通用通风管道计算表中的除尘风管阻力表。由于实际上槽盖漏风量很难算得准, 故风机风量通常取800m³/h, 风管内径取 $\phi 200 \sim 250$ mm, 这样就可能比实际需要的大1~2倍, 故应在风管上装调节阀门, 以控制风量。阀门调节最好的标

志是, 抽尘风管排出的水泥最少, 而搅拌槽内又无水泥尘溢出。风管吸风口应尽量远离搅拌槽的水泥进口, 以免水泥下落的过程中过多地被带入风管。风机可选用C6-46型排尘风机。

(3) 通风, 对于地下室式或地下的搅拌站, 应有吸出式通风系统。地下搅拌站通风要求与地下破碎站等相同, 最好是有独立的污风排出系统。对于地下式站, 通风机可选用6-46型低压离心式风机。

(4) 排污, 搅拌站的污水来源有砂仓溢流水, 搅拌槽溢流水, 往钻孔中放浆时可能溅出的水, 以及设备和地面的冲洗水, 这些水都含有不同程度的砂和水泥, 处理有两个方案, 一是回收再利用; 一是在水源充足, 且环境条件允许时, 则就地排放。

对于站内, 尤其是地下式的站, 应设污水汇集池, 最好在池内设慢速搅拌器, 以防水泥砂子沉结后处理困难。采用普通立式砂泵排污时, 应使泵可升降, 以充分利用池的深度和少留残污。最简单的升降方法是将砂泵安装在一活动的金属盘上, 用起重机(手拉葫芦即可)使之随液面升降。如选用带绞刀的潜没式灰渣泵或潜污泵, 如80WQ型, 则可使安装简化。

13.4.4 站内给水、供风、供气及消音

(1) 为节能起见, 站内给水应有高压水和低压水之分。高压水主要供喷嘴使用, 其水压和水量计算见13.3.1.4之4。低压水则作为冲洗井下输浆管, 向搅拌槽内的添加水及站内冲洗用水等, 其水压取0.15~0.2 MPa, 水量按清洗管道计算, 即应在5~15min内能充满全部充填管长的管容积, 特殊长

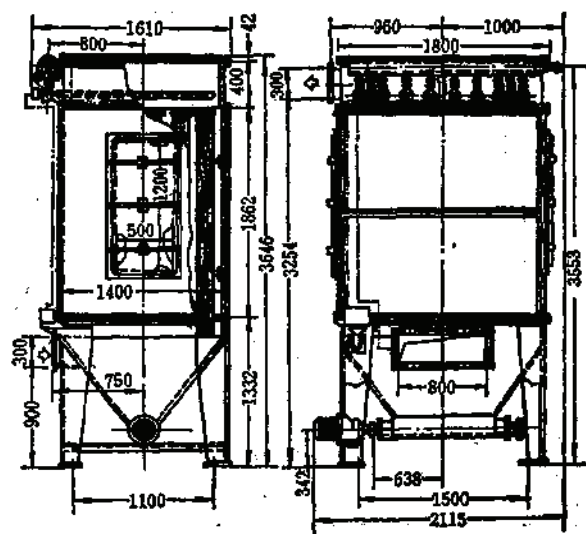


图 1-13-54 MC-48型袋式除尘器

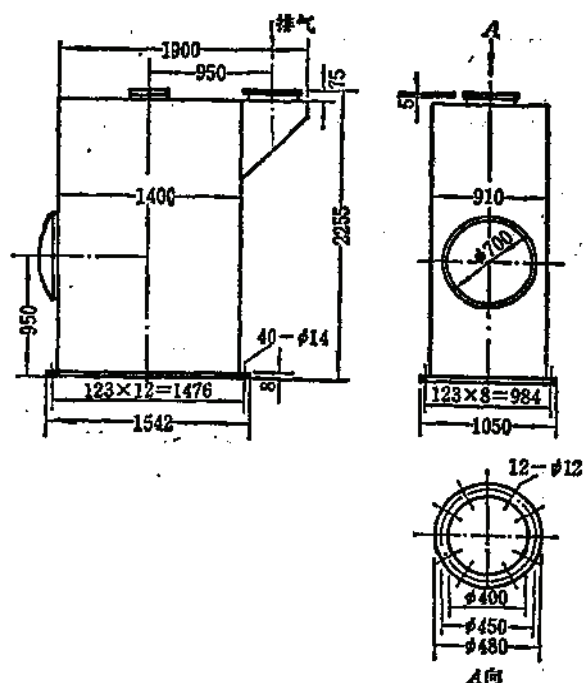


图 1-13-55 ZCC-30型仓顶正压袋式收尘器

的管道最好也不要超过0.5h。其它用水都小于冲洗管的用水，且不同时，故不必累加。

为防止突然停电后的冲洗管道用水，如外部供水无保证时，则应设置相应标高的搅拌站专用安全水池。

水质一般可取矿山工业用水，如用坑内水或其他水源时，应参考建筑部门对混凝土用水的规范检定，一般为含盐总量不超过5000mg/L；pH值 >4 ；硫酸盐含量以 SO_4 计不超过2700mg/L；且不应含有油脂、植物油、糖、酸和其他对混凝土有害的物质；

(2) 作为低真空吸送或低压压送水泥，供气的压力不超过1500Pa时，可选用高压离心式通风机，如9-19型和9-26型等，取其构造简单，维修容易的优点，其缺点是压力变化时风量变化大，对输送不利。在10000~50000Pa以下输送时，多用罗茨鼓风机，取其风量不随阻力的大小而改变的优点，且风中不含油份，也可一机兼作吸送与压送；缺点是噪音大，磨损也大。当用压气输送时，不论低压气0.2~0.4MPa，还是高压气输送 <0.7 MPa，则都用往复式空气压缩机。对于搅拌站，绝大部分可利用矿山压气系统供给压气；当用0.2~0.4MPa的输送压力时，则应配备相应的减压阀。

在采用自备压气机的水泥罐车供应水泥的条件下，建议搅拌站仍设置压气供应点为好，以作备用。当压气内含油水较多时，除正常的风包及油水分离外，还应有压气干燥装置，以防影响水泥质量，尤其是此气兼作仪表自动控制时。压气干燥装置有关制氧机厂有成套设备供应，亦可自制。

当采用高真空（-20000~-50000Pa）输送时，可采用水环式真空泵；这类泵在矿山选厂使用较普遍，以简化备件的供应。

D型系列消声器主要性能

表 1-13-31

消声器 型号	有效长度 (mm)	外形直径 (mm)	空气管直径 (mm)	通道厚度 (mm)	吸声片厚 (mm)	通道面积 (m^2)	空气流速 (m/s)	处理空气量 (m^3/min)	质 量 (kg)
D ₁	800	$\phi 200$	$\phi 50$	60	—	0.0036	5.8 11.6	1.25 2.5	18
D ₂	1000	$\phi 250$	$\phi 80$ ($\phi 100$)	80	—	0.008	10.4 14.6	5 7	25
D ₃	1200	$\phi 400$	$\phi 150$ ($\phi 200$)	60	80	0.0216	7.8 11.6 15.5	10 15 20	60
D ₄	1400	$\phi 450$	$\phi 200$	80	80	0.0384	13.0 17.4	30 40	84
D ₅	1600	$\phi 600$	$\phi 300$	100	100	0.068	14.7 19.6	60 80	162
D ₆	1800	$\phi 800$	$\phi 350$ ($\phi 400$)	90	80	0.135	14.8 19.8	120 160	248
D ₇	1800	$\phi 900$	$\phi 450$	100 110	100	0.173	19.3	200	355

注：1. 据1~1.5m距离下测定，D型消声器可降低噪音23~29dB。

2. 消声器阻力为200~400Pa。

(3) 消音, 为提高环境保护水平, 现已普遍提出消除噪音的要求。上述几种风机和压缩机, 均属中、高频噪音类, 可采用阻式消音器。国内已有不少厂生产定型消音器, 如上海工业建筑设计研究院研制的D型消音器, 不仅可供罗茨鼓风机配套, 还适用于离心式通风机, 并已系列化, 可参考或采用, 其主要性能见表1-13-31。

图1-13-56为管件消音器示例, 可参考。

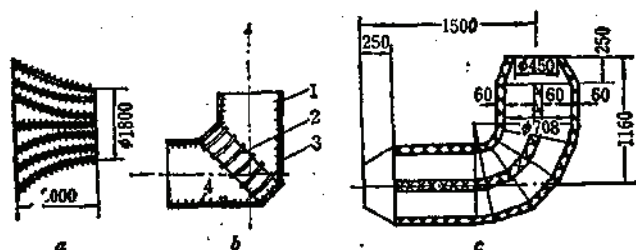


图 1-13-56 管件消声器

a—进气导流消声器; b—导流弯管消声器; c—D_{1700/3-2}型鼓风机出口消声器
1—外壳; 2—导流片; 3—吸声材料; 4—穿孔板

13.5 搅拌站的劳动定员及基建费用

13.5.1 劳动定员

劳动定员随着计量仪表的齐全和自动化控制的提高而减少。国外早在70年代初, 就有不少大、中型搅拌站实现了每班只要一名运转工。国内当前尚达不到这一水平, 在还未装备任何计量仪表而纯人工操作的中小型搅拌站, 每班均需5~7人(如新城及焦家金矿), 有相当计量及控制仪表水平的中小型搅拌站, 也需4人/班(如铜录山矿); 而有相当仪表装备水平的较大型搅拌站, 如金川、凡口等, 每班也不少于5~6名。其原因有对仪表的熟练问题, 也有仪表本身的质量问题。按照上述搅拌站运转人员实际的工作量情况, 以及考虑到仪表设备质量的不断提高, 上述定员数在新设计中可适量减少。

13.5.2 基建费用

各矿山搅拌站的基建费结算如下表1-13-32, 供参考。

某些搅拌站基建费实例

表 1-13-32

矿山名	站名	实际已达充填能力	基 建 投 资	投资发生年份
金川	西站	3万m ³ /a	320万元 其中: 砂池土建费63万元 水泥仓土建费17万元 搅拌楼土建费41万元 设备费110万元	1980~1984年, 1985年结算
	东站	16万m ³ /a	115万元 其中: 砂仓土建费25万元 站房土建费41万元 设备费37万元	1979~1982年, 1982年结算

续表

矿山名	站名	实际已达充填能力	基 建 投 资	投资发生年份
新城		1600m ³ /d	63万元 其中：立式砂仓土建费6万元 1000m ³ 砂池土建费8.5万元 水泥仓土建费4万元 设备费12.3万元 土建费总共51万元	1978~1980年， 1980年结算 砂池投资为1983~ 1984年。补结算
焦家		4115m ³ /月	52万元 其中：立式砂仓土建费5.2万元 搅拌站及水泥仓的土建费15万元 设备费38万元 (包括水泥罐车2台共23.7万元)	1979年投产， 1980年结算
铜录山	老站	43m ³ /h 143m ³ /班 (胶结充填)	88万元(包括泵站及800m ³ 砂池) 其中：制砂仓19.2万元 制水泥仓5.8万元	1980年投产
	新站	同上	35万元	1982年投产
凡口	新站	2×40m ³ /h	140万元 其中：土建费90万元(深基础处理) 仪表费9.1万元 机械费20万元	1982年主体完工； 1984年仪表完工， 全面投产

第 二 篇

架 空 索 道

第一章 概 述

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 佟通曾

架空索道既可运货(货运索道),又可载人(客运索道),在我国冶金、煤炭、化工、建材、水电、林业、农业以及旅游等行业得到广泛应用。

架空索道由于能适应复杂地形、跨越山川、克服地障,因而在山区和平原、城市和乡村、风景区和滑雪场等均能发挥作用。

货运索道除可运输货物外,还用于堆存物料或排弃废料,它不但可运送散装物料而且可搬运整件或成捆物品;客运索道可以用来运送职工上下班(如在高山作业区、微波站、气象台等地),也可以服务于城市公共交通,而将它建在旅游区可以运送乘客登山游览和观光海底水下世界,它还是开展滑雪运动的理想运输器械。架空索道的应用领域正日益扩大。

架空索道的类型和主要分支如图2-1-1所示。

索道与其它地面运输工具相比具有如下特点:

- (1) 对自然地形适应性强,爬坡能力大,可直接跨越峡谷、河流等天然障碍;
- (2) 两端站间运距最短,尤其在地势险峻的条件下,索道线路长度仅为公路、铁路的 $1/10 \sim 1/50$ 。因此作为交通工具大大节省乘客旅行时间;
- (3) 受气候条件影响小,可在雨、雪、雾和小于八级风的恶劣天气情况下运行;
- (4) 站房配置紧凑,占地面积小,支架占地更少;
- (5) 可按实际地形随坡就势架设,无需修筑桥梁、涵洞,不用开挖大量土石方,对地形、地貌的破坏可控制在最小限度内;
- (6) 索道一般都用电力驱动,不污染环境;
- (7) 运行安全可靠,维护简单,容易实现机械化、自动化操作,劳动定员少;

基建投资和经营费比较表 表 2-1-1

运输方式	基建投资 (%)	经营费 (%)
货运索道	100	100
带式输送机	160	183
汽车运输	104	235
铁路运输	187	132

注:比较条件1.平坦地形,运距5km,运量5Mt/a,

2.基建投资和经营费均以索道为100%计算。

(8) 索道基建投资一般相对地比铁路和带式输送机少。经营费低,通常仅是汽车的 $1/2 \sim 1/5$ 左右;

(9) 索道能耗少,一般仅为汽车能耗的 $1/10 \sim 1/20$ 左右。

索道长度可从数百米至几十公里。实践证明,长距离索道的可靠性也是好的。非洲加蓬共和国一条单线货运索道长达76km。国外拟定的货运索道方案有的已达300km。

但是索道在某些方面不如汽车灵活,与铁路和带式输送机相比运输能力较小。

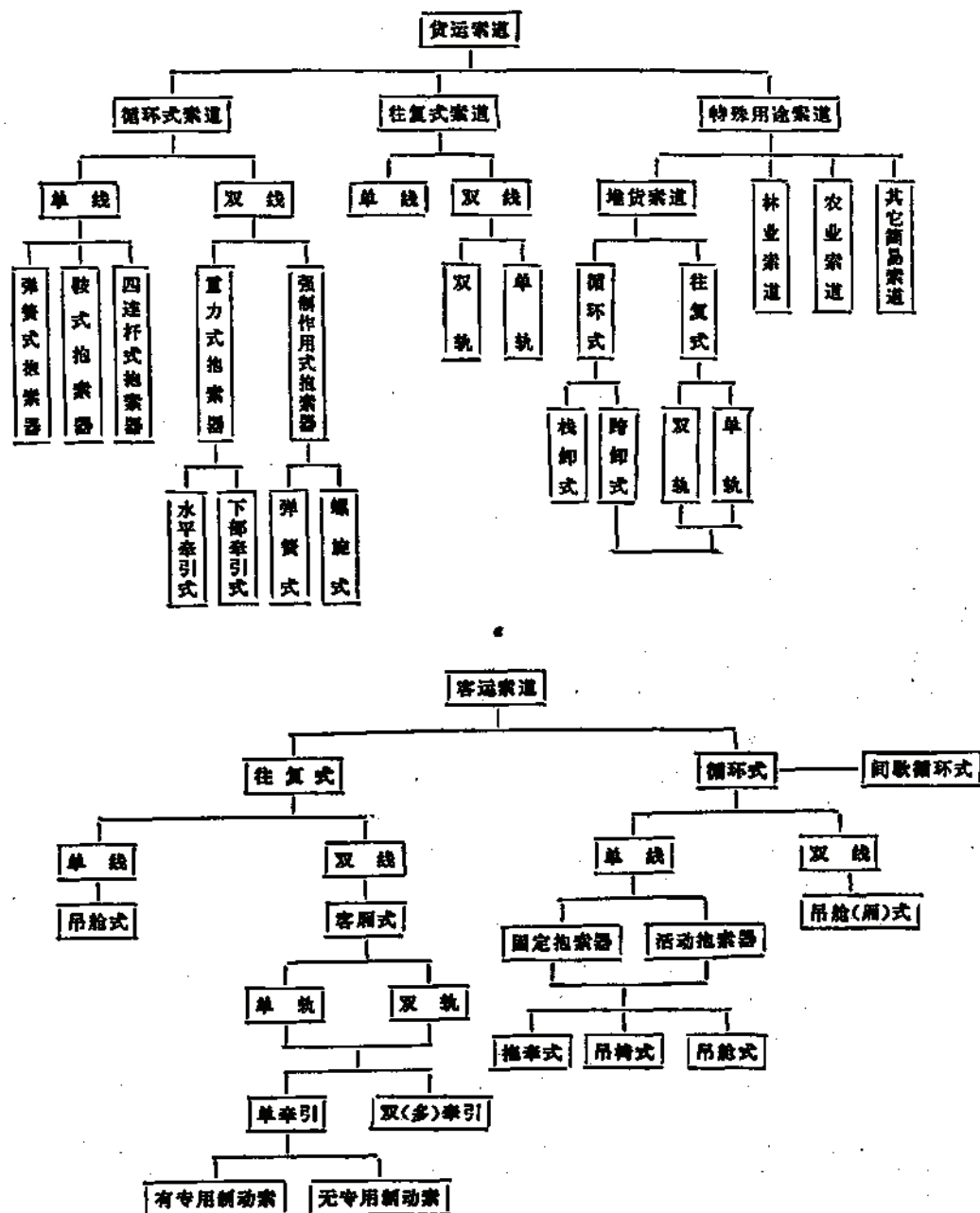


图 2-1-1 架空索道的类型和分支

■—货运索道；□—客运索道

表2-1-1和图2-1-2为几种运输方式的有关比较。

我国架空索道发展迅速，解放后建有各种类型的货运索道百余条，据不完全统计总输送能力约5500万t/a，总长度达500km以上，最长者有24km，索道的机械化和自动化操

作水平也不断提高（国内部分货运索道技术性能参阅附录6）；客运索道自七十年代末以来也脱颖而出，短短几年中就建有20余条，而且类型较为齐全（参阅附录6）。

世界货、客运索道发展较快，八十年代以来，由于新技术、新材料的应用，货运索道的运输能力大大提高，双线货运索道运量可达300万t/a甚至更高，单线货运索道也可达150万t/a以上。客运索道随着旅游业的蓬勃兴起飞速发展，世界上已建成各种型式的客运索道两万余条，有的国家在一个风景区内建20多条索道，年运游客达百万人次之多。客运索道也在向大运量方向发展。

当前，国内外的架空索道技术正在为提高运行速度、承载能力和安全可靠程度不断创新和改进，主要体现在下述方面：

（1）研制和采用性能更好的新型抱索器，使其检测方便、可靠、耐用而且维修简单；

（2）提高钢绳的制造质量，采用高强度、使用寿命长的钢绳，并采用高灵敏度的钢绳拉力探测装置；

（3）设计装、卸载更简便的货车和结构新颖、乘坐舒适方便的客厢和吊椅；

（4）采用使货（客）车进出站能可靠挂索和脱索的设备和监控设施；

（5）采用效率高的装、卸载设施；

（6）采用联动性能好的运行设备和站内机械化设施；

（7）采用电脑、工业电视进行程序监控和管理等。

架空索道正朝现代化方向发展，其经济效益将更加显著。

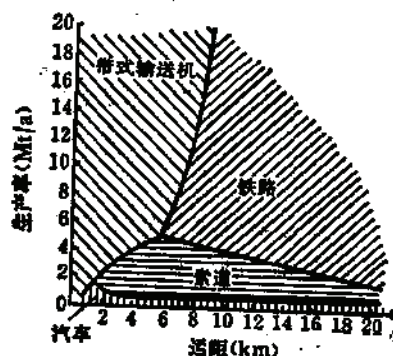


图 2-1-2 各种运输方式的运输能力

第二章 索道类型选择

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 佟遇曾

客、货运索道类型的选择与服务对象、运量、使用年限以及线路条件有关，并直接影响基建投资及经济效益。

2.1 货运索道类型选择

2.1.1 单线索道

单线循环式货运索道(图2-2-1)就是用一根呈闭合环状的钢绳，同时起承载和牵引两种作用。其特点是设备简单、管理方便，但承受载荷较小，运量受到一定限制。主要技术性能见表2-2-1。

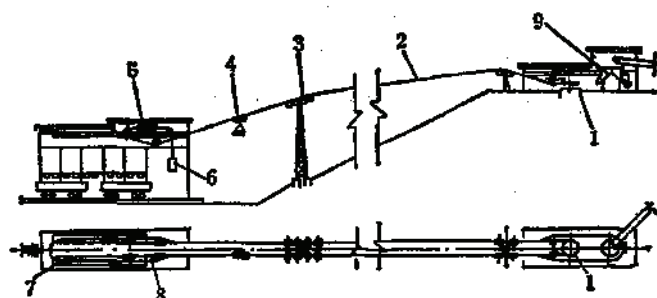


图 2-2-1 单线循环式货运索道示意图

1—驱动机；2—牵引索；3—托索轮；4—货车；5—拉紧装置；6—拉紧重锤；7—滑轮；
8—扁轨；9—旋转式装载机

采用四连杆式抱索器的索道，具有对地形适应性强、爬坡能力大的特点，适合于山高坡陡沟深跨度大的地形。如彭县铜矿和秦岭金矿等处的索道，修建在地形复杂的山区，个别支架跨度超过千米。

采用鞍式抱索器的索道，抱索器结构简单，造价低，可使牵引索寿命增长，维护工作简单，运输成本低。但货车爬坡能力较低，所以适合建在平原、丘陵或地形不甚复杂地区。吉林盘石镍矿、江西七宝山铁矿选用了该类索道，得到良好的效果。

采用弹簧式抱索器是近年来将客运索道的成熟技术移植到货运索道上的结果。这种新型索道的货车除具有较大的爬坡能力和对地形适应性较强外，突出的优点是抱索可靠，对杜绝掉车事故有利。另外可用高于4m/s的速度运行。采用这种抱索器的索道要求站内设

备较多、站房较长、基建费用较高,管理水平相应也要求较高。这种索道目前还处于初始阶段,国内仅在四川会理矿修建一条。

单线索道承受载荷较小,运输能力较双线索道低,在一定条件下经营费较双线索道高。

单线循环式货运索道技术性能表

表 2-2-1

运输能力(t/h)	一般	20~100
	最大	400
运行速度(m/s)	一般	1.6~3.15
	最大	5.3
货车跨越能力(%)	四连杆式	70
	鞍座式	40
	弹簧式	80
货车承载能力(kN)	4、7、10、20	

我国原来单线索道小时运量一般在100t以下,当线路较平缓时也可突破100t。辽宁红透山铜矿的索道侧型平缓,小时运量达160t。

新型大运量单线索道小时运量已超过300t,与普通的双线索道运量相接近,设备用量和基建投资略低于普通的双线索道。这就使原单线索道约占双线索道基建投资50~60%左右的格局被突破。由于运量提高,经营费也随之下降。但大运量单线索道受线路侧型的制约,必须建在地形平缓处。

2.1.2 双线索道

2.1.2.1 双线循环式

双线循环式货运索道(图2-2-2)由承载和牵引两种索组成。承载索在线路上平行敷设两根,一根供重货车使用,另一根供空货车使用。牵引索则结成闭合环状,带动货车沿着承载索按规定的方向连续运行。

双线循环式货运索道较单线循环式运量大、经营费低。当服务年限较长时,选用这类索道尤为适宜,其主要技术性能见表2-2-2。

根据货车使用的抱索器不同及牵引索相对承载索位置的差别,双线循环式货运索道分为下列几种不同类型:

1. 采用重力式抱索器的索道

1) 下部牵引式

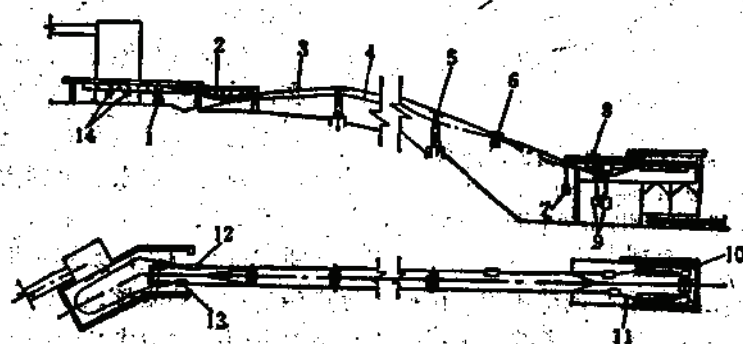


图 2-2-2 双线循环式货运索道示意图

1—驱动站, 2—张紧站, 3—承载索, 4—牵引索, 5—牵引索张紧重锤, 6—空车, 7—牵引索张紧重锤, 8—牵引索张紧装置, 9—承载索张紧重锤, 10—张紧, 11—张紧, 12—张紧器, 13—张紧器, 14—闸门

双线循环式货运索道主要技术性能表

表 2-2-2

运输能力(t/h)	一般	100~300
	最大	500
货车爬坡能力(%)	下部牵引式	45
	水平牵引式	50
运行速度(m/s)	一般	1.8~3.15
	最大	6
货车承载能力(kN)		10、20、32

这种索道牵引索位于承载索的下方,具有对地形适应性强的优点,当线路较长,地形起伏较大时,应优先考虑选用。我国绝大部分双线循环式货运索道都采用这种型式。

2) 水平牵引式

这种索道承载索与牵引索在线路上平行敷设,牵引索对承载索不产生附加压力,可延长承载索的使用寿命。还可缩短站口长度,降低工程造价。

当线路较短而且线路中有凸起地段时,可考虑选用,但不宜在线路较长或地形变化较大条件下修建。

我国四川渡口水泥厂和永登水泥厂等使用了该类型索道。

2. 采用螺旋式抱索器的索道

螺旋式抱索器属强制夹紧型,货车在线路上运行时不会降低夹紧力。该类型索道站口较短。

马拉格锡矿、黄茅山选厂、老屯选厂等处采用这种类型索道,经过多年生产考验,运转良好。

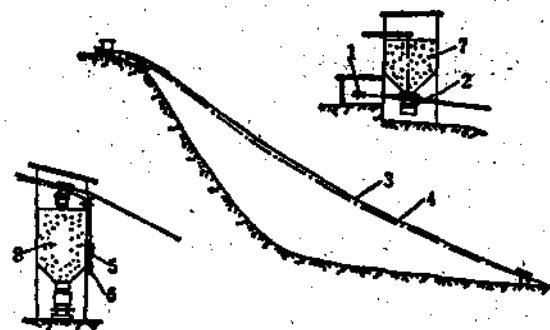


图 2-2-3 双线往复式索道示意图

1—电动机; 2—货车; 3—承载索; 4—牵引索; 5—牵引索拉紧装置; 6—牵引索拉紧重锤; 7—张紧台; 8—卸索台

重力式(下部牵引)抱索器和螺旋式抱索器两者优缺点比较如下:

重力式抱索器的夹紧力与货箱和吊架的重力成正比,同时随货车爬坡角的增大而减小。

螺旋式抱索器能以恒定的夹紧力夹紧在牵引索上。其夹紧力与货车载荷无关,也不随货车爬坡角的变化而改变。

重力式抱索器夹紧力对牵引索直径变化不敏感,当牵引索磨损变细时,无需对钳口进行调整;螺旋式抱索器则相反,需

随牵引索直径的变小来调整钳口。因此给生产带来一定的麻烦。

在事故状态下,货车从承载索上掉下来时下部牵引的重力式抱索器可以自动脱离牵引索不致使事故扩大。而螺旋式抱索器则不具备这一优点。

2.1.2.2 双线往复式

这种索道(图2-2-3)分单轨往复式和双轨往复式两种。双轨往复式索道在线路上平行

敷设两根承载索，在每根承载索上挂一辆（或一组）货车，交替往复运行。当一辆（或一组）货车在上站装（卸）载时，另一辆（或一组）货车则正在下站卸（装）载。

单轨往复式索道在线路工仅敷设一根承载索，仅一辆（或一组）货车往复运行。

这种索道的生产率随线路长度增加而降低。通常线路长不超过700m。它适用于线路高差大运距短的条件。特别是呈凹陷形中途不设支架的线路，可用高速运行，便于提高运输能力。往复式索道主要技术性能见表2-2-3。

常用的往复式货运索道技术性能表

表 2-2-3

运输能力 (t/h)	15~250
货车承载能力 (kN)	8~50
最大爬坡能力 (%)	154
运行速度 (m/s)	8~15

云锡老阴山选厂等处选用往复式索道，收到很好的效果。

往复式索道可运较重整件物品。意大利一条用于采石场的双线往复式货运索道，两侧各敷设两根承载索，运整块大理石，运载量达20t。伊拉克一条往复式货运索道，每侧架设四根承载索，一次运载量达41t。

2.1.3 堆货索道

堆货索道是货运索道的特殊形式，除具有运输功能外还具有堆物功能，它多用于运输工矿企业排出的废弃物。通常堆货索道都按双线索道设计，分循环和往复两种基本运行形式。根据堆存物的性质、装车站距堆场的远近、所需堆场容积大小以及堆场处的地形条件等因素选择不同类型的堆货索道。

2.1.3.1 往复式堆货索道

这种索道线路的一端是装车站。另一端是四面用拉索绷紧的桅塔式支架。在架顶安装承载索鞍座和牵引索导向轮。牵引索结成闭合环形。

线路中只有一根承载索时称单轨，货车沿单跨线路往复运行，在跨中卸载（图2-2-4）。

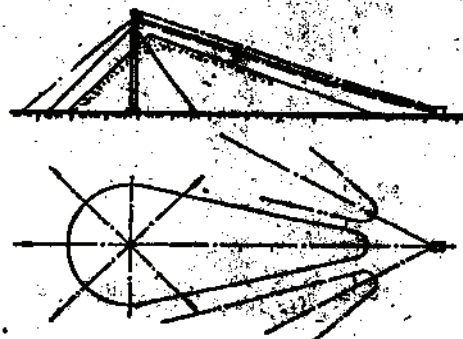


图 2-2-4 单轨往复式堆货索道示意图

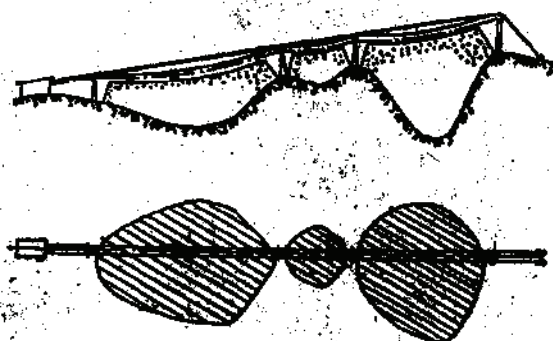


图 2-2-5 双轨往复式堆货索道示意图

当一个堆场的容量满足不了要求时,可用数个布置成放射状的堆场依次堆存。

线路上敷设两根承载索,供两侧货车作往复运行的,称双轨往复式(图2-2-5)。

往复式堆货索道可根据需要建成多跨形式。特殊情况下可将堆场设在离装载站较远处,其布置主要取决于所需堆场容积和地形条件。

2.1.3.2 循环式堆货索道

循环式堆货索道与双线循环式货运索道相似,分跨卸和栈卸两种形式。

跨卸式堆货索道(见图2-8-12、图2-8-13、图2-8-14)货车运行到指定的跨间非定点卸载。

栈卸式堆货索道(见图2-8-7)货车在移动式卸载站内卸载,随料堆向前延伸卸载可随时移动。当被堆存的物料比较坚固、不具自燃性,并有可能在料堆上设置移动式卸载站时,适于选用这种形式的索道。江西西华山、大吉山等处使用该型索道。

2.2 客运索道类型选择

2.2.1 往复式客运索道

2.2.1.1 双线往复式客运索道

1. 双轨往复式

在线路上平行架设两根或四根直径相同的承载索,客车由一根或两根承载索支承。每侧挂一辆客车,两侧客车在上、下站之间往复运行。其主要索系有:单承载、单牵引;单承载、双牵引(图2-2-6);双承载、单牵引;双承载、双牵引等四种形式。

客车容量从15~140人不等。当客车容量在60+1(乘务员)人以下时客车多用单根承载索支承。60+1人以上时多采用双承载索支承。

通常客车运行速度为2~7m/s,最大可达12.5m/s。

该类型索道运量随线路长度增加而降低,因此线路长不宜超过3km。加大客车容量,采用较高速度运行。可弥补由于线路长而造成运量下降的不足。

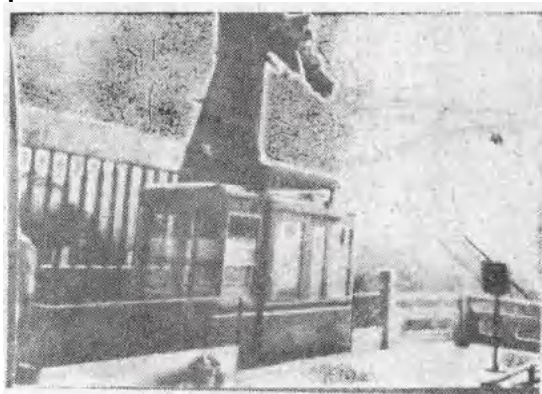


图 2-2-6 单承载双牵引往复式客运索道

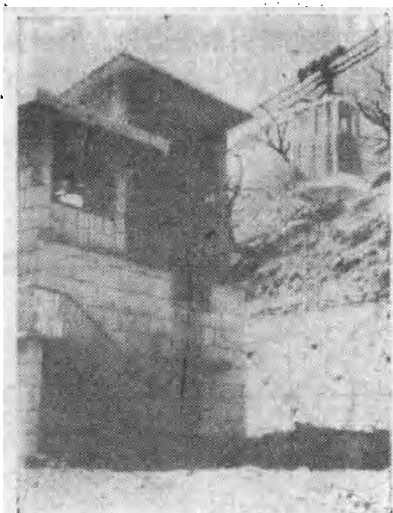


图 2-2-7 单轨往复式客运索道

该种客运索道适合建在山大沟深地形复杂地区,跨江河、越深谷克服自然障碍能力较强,客车允许距地面高达100m以上,为名山大川等旅游胜地的有效运输设施,又可作为城市交通工具。

我国建在西樵山、泰山、重庆嘉陵江等处的客运索道,选用该类型。

2. 单轨往复式

这种索道在线路上仅有一根承载索,一辆(或一组)客车沿承载索在上、下站之间往复运行(图2-2-7)。其运量较小,多用于微波站、天文台、气象站等处,作为在高山上的工作人员登山交通工具。由于这种客运索道多属非营业性的,两端站房以实用为主,工程投资相对低廉。

铁岭微波站和兴隆微波站等处使用了这种索道。

2.2.1.2 单线往复式客运索道

该类索道全线仅有一根呈闭合环状的牵引索。吊舱与牵引索固结在一起。线路每侧挂一个(或一组)吊舱。当一侧吊舱上行时,另一侧吊舱下行。交替往复行驶在线路上。每个吊舱容纳4~6人(图2-2-8)。

这种索道的优点是设备少、基建速度快、工程投资较少;缺点是随线路长度增加而运输效率也相应降低。

当运量不大,沿线吊舱距地面高度又在允许范围内时,可考虑选用。

杭州北高峰的索道属于这种形式。

2.2.2 循环式客运索道

2.2.2.1 单线循环式客运索道

1. 采用固定抱索器的吊椅(吊舱)式索道

吊椅索道是将乘客座椅悬挂在牵引索上运行(图2-2-9)。根据运量不同,可选单座、双座、三座及四座吊椅。

吊椅距地面高度一般不超过8m,个别地段单座吊椅可达10m,双座吊椅可达15m。

吊椅索道的运行速度:用于游览的采取1~1.3m/s,用于运送滑雪人员的最大不超过2.5m/s。

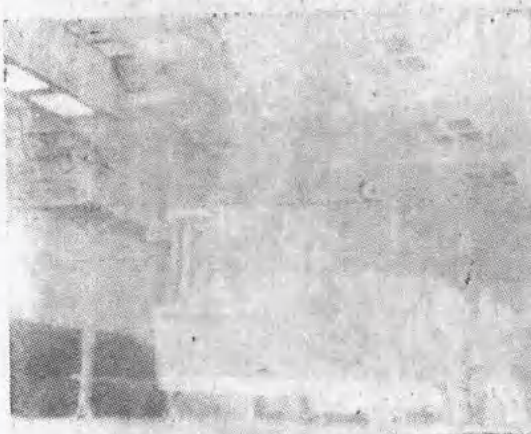


图 2-2-8 单线往复式客运索道

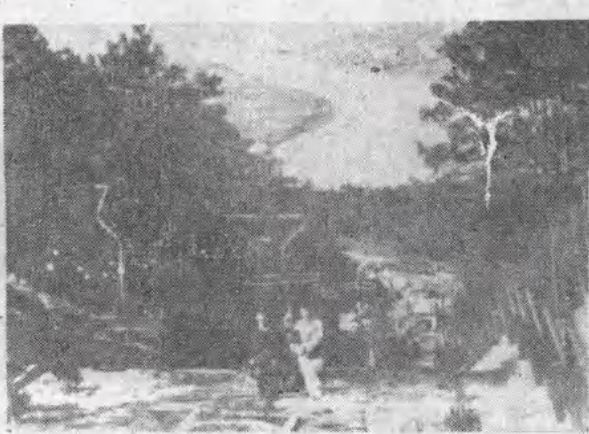


图 2-2-9 单线循环式吊椅索道(用固定抱索器)

采用固定抱索器的吊椅索道运量,见表2-2-4。

这种索道投资少、收效快,线路路径适合时,可优先选用。

我国吉林松花湖、三明麒麟山公园、北京香山公园等处建有这种索道。

将吊椅换成吊舱即成吊舱式索道。吊舱是封闭的;通常可乘2~6人。由于乘客进、出吊舱比上、下吊椅耗时多,所以站台需加长。吊舱距地面高可达25m,局部地段可达40m。

这种索道对地形的适应能力比吊椅索道强。当线路路径不适合架设吊椅索道时,可考虑选用。

2. 采用活动抱索器的吊椅(吊舱)式索道

这种索道在吊椅或吊舱上安有单钳口或双钳口抱索器(图2-2-10)。吊椅或吊舱进站后即与牵引索分离,出站后再挂结到牵引索上。吊椅或吊舱在站内沿扁轨滑行。为保证吊椅或吊舱进、出站时与牵引索摘、挂的可靠性,必需有一系列的监控设施,设备增多、站房加长,因而基建投资大,技术要求高。

该种索道运行速度可达3~5m/s,运输能力比使用固定式抱索器的索道大,见表2-2-5。广州白云山建了这种索道,单侧小时运量1200人。

采用固定抱索器的吊椅索道运量 表 2-2-4

吊椅型式	吊椅间隔时间 (s)	单向小时运人数 (人)
双座	8	1200
三座	8	1800
四座	8	1800

采用活动式抱索器的吊舱式索道运量 表 2-2-5

吊舱容量 (人)	运行速度 (m/s)	吊舱间隔时间 (s)	单向小时运人数 (人)
4	3.5	16	900
4	4	12	1200
6	5	10	2200
6	4	9	2400

这种索道对线路要求与采用固定式抱索器的索道相同。

如果地形条件许可,要求运量较大时,可考虑选用。

3. 拖牵式索道

拖牵式索道是专为运送滑雪运动员上山的一种特殊运输工具。



图 2-2-10 单线循环式吊舱索道(用活动抱索器)



图 2-2-11 拖牵式索道

在结成闭合环状的牵引索上等间距的排列拖牵座。拖牵座分单座和双座两种。运动员脚踏滑雪板骑在拖牵座上,沿雪道拖至山上。当牵引索运行速度为 2m/s 时,单向小时运量可达1000人(图2-2-11)。

该种索道只能修建在雪场上,而且索道的侧型需与雪道相适应。线路两端站房比较简易。

拖牵式索道比较简单,投资少、架设快、安全可靠、容易管理。

黑龙江双峰雪场等处修建了这种索道。

2.2.2.2 双线循环式客运索道

这种索道与双线循环式货运索道相似,线路上有承载索和牵引索。通常小型客车容量为4~6人(吊舱)。大型客车容量为30~50人(吊厢)。抱索器有弹簧式和螺旋式两种。客车进站后与牵引索分离。出站前再挂结到牵引索上。客车在站内沿扁轨运行。

客车爬坡能力达 35° 左右,客车距地面高可达25m,个别地段可达40m。

由于该类型索道站内设备较多,站房较长,基建投资较高,故很少选用。

第三章 基础资料及一般规定

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 佟通曾

3.1 基础资料

3.1.1 地形图

设计索道时应搜集下列各种地形图:

(1) 包括索道线路全貌的地形图。作货运索道线路方案时,应搜集比例为1:2000~1:5000的地形图,有时也可用1:10000地形图代用。比例大于1:2000的地形图,当线路很长时,需多幅地形图拼在一起,工作起来不太方便。但作客运索道线路方案时,使用比例为1:1000或1:2000的地形图较合适。

比例小于1:10000的地形图,只能看出线路的大致趋势,因此应结合现场踏勘,并草测几个线路纵断面图,做线路配置,进行比较,确定最佳线路方案。

(2) 带状地形图。在小比例尺地形图上确定的线路,或靠实地踏勘确定的线路,在初步设计阶段前需布置测量带状地形图。

货运索道带状地形图施测比例1:1000或1:2000。带状地形图的宽度可根据线路和站址可能变动的幅度而定。

客运索道进行初步设计时,如无适当比例的地形图,也应布置带状地形图测量。单线循环式客运索道所用带状地形图比例为1:500较好。往复式客运索道所用带状地形图比例1:500或1:1000较合适。

在下列特殊情况下,也可不测带状地形图。在景区内建客运索道,测带状地形图要砍较多树木或破坏植被因而影响景观时,由于线路较短,线路经过处地形趋势一目了然,而且在索道起、终点站址可定准不动时,即可按选定的线路路径直接施测线路纵断面图,作为初步设计的依据。

(3) 线路纵、横断面图。按带状地形图最后确定的线路,再精测线路纵断面图,供施工图设计时使用。

货运索道线路纵断面图比例为1:1000或1:2000;

往复式客运索道线路纵断面图比例为1:500或1:1000;

循环式客运索道线路纵断面图比例为1:500。

在线路经过范围内,与索道中线相垂直的地形变化较大处(可能立支架),应根据实际需要,加测线路横断面图。其比例为1:200或1:500。

(4) 局部地形图。客、货运索道站房的施工图设计,需用比例为1:200或1:500局部地形图。局部地形图的范围应按站房布置需要施测。

线路上如有中间站、转角站、保护设施、堑沟、高支架以及双线货运索道的锚固站、拉紧站以及拉锚站时,也应布置测量1:200或1:500局部地形图,供施工图设计时使用。

3.1.2 工程地质

确定索道站址、选择索道线路和沿线路勘时,应有工程地质人员参加,以便及时了解索道修建处的工程地质概貌,作出初步判断。随后工程地质人员进行初勘及详勘工作,提供下述资料:

(1) 索道修建区域的地质构造状况。该区域如出现不良工程地质情况时,需了解该区域地质构造与不良工程地质之间的联系。

(2) 根据工程需要,请工程地质部门判断不同地层,各层的时代、成因以及相互间的关系。并绘制垂直于地貌单元的地质岩性剖面图。

(3) 水文地质情况。地下水埋藏条件、地下水类型、补给条件、水位变化以及与地表水的联系,地下水对建筑物、构筑物的影响及对混凝土的浸蚀性,地表径流、大气降水的积聚和排泄情况,以及当地灌溉系统及灌溉情况等。

(4) 划分不同地貌单元和不良地质现象的分布范围。

(5) 古墓、古井、坑穴、沙井、港基等深度及分布范围。

(6) 提供索道修建处岩石的物理性能及基岩范围的土质情况,并提出土的物理、力学性能。

(7) 提供土分析报告。

(8) 如遇湿陷性黄土,应鉴定、划分出自重性或非自重性,以及湿陷性黄土地基的湿陷等级。并提出湿陷起始压力值,湿陷系数及各层分级湿陷量。

(9) 如有滑坡,应探明滑坡的深度,滑坡稳定及防治措施的建议。

(10) 如有溶洞,应探明溶洞的位置、成因、范围和深度,并提出处理意见。

(11) 提出最高洪水水位标高。

3.1.3 气象

(1) 全年平均降雨量、日最大降雨量、平均全年降雨日数和降雨最长持续时间。

(2) 最大积雪深度。

(3) 最大冰冻深度。

(4) 全年气温变化情况,可能出现的最高和最低气温值。

(5) 历年平均风速、最大风速、主导风向以及八级以上大风每年出现的天数及最长持续时间。

(6) 全年雷电情况。

(7) 空气湿度以及全年变化情况。

(8) 冰凌情况。

索道沿线的气象情况往往有异于气象台、站所测的气象资料。须经有关气象部门鉴定,对情况不符处予以修正。如线路途经风口处需格外慎重,一定要搜集到风口处的风速资

料。否则,很可能由于风口处的风速过大而影响索道生产。

3.1.4 地 震

搜集索道修建地区的地震基本烈度,以及历史上曾出现过的震灾详情等。

3.1.5 供 电

搜集索道修建地区的电力来源、动力线等级、供电质量、电源可靠程度以及日常停电情况等资料。

如设计客运索道,还应了解当地是否有采用双回路供电的可能性。否则索道应考虑自备第二动力来源。

3.1.6 运 量

在确定货运索道运量时,对所运物料中的水分是否需要扣除,需由用户予以明确。此外还应考虑在运输途中产生的部分损失,以及生产的不均衡性。

如果所运物料的种类或规格不止一种时,应分别了解其运量。

此外尚需了解回程是否有运输任务。

是否需要考虑企业生产的发展前景。以及索道必须预留运输潜力等问题应由用户提供。

在确定索道运量时还需了解与索道生产相衔接的车间或其它运输环节的生产能力,以便各环节间相互协调。

确定客运索道运量时,其运输能力应与客流量大体相适应。

3.1.7 物 料 特 性

运块状及散碎物料时,应搜集松散物料密度、块度及所占比例、安息角、粘结性、含水率以及含泥量等。

物料最大块度不宜超过300mm。为便于装载和减小对货箱的冲击,将物料块度破碎至100mm以下较为理想。

运成件物品时,应了解其尺寸、质量以及其它特殊要求等。

索道禁运易燃、易爆、毒品以及有严重腐蚀性的物品。

3.1.8 服务年限及工作制度

搜集索道服务年限以及可能出现的变化情况。

服务年限超过五年时,索道的建筑物、构筑物均按永久性建筑考虑。服务年限低于5年的索道,可按临时性建筑考虑,采用的钢丝绳和设备的安全系数也相应降低。

索道的工作制度可根据生产具体情况而定。一般应与索道装、卸车站相连接的车间、工段的工作制度一致。否则,为生产均衡起见,可用索道装、卸车站的储仓容量进行调节。

3.1.9 编制概算的有关资料

了解地方材料价格、货源以及“三材”来源和价格等情况。了解当地人员工资及各种补贴金额。搜集与编制索道概算有关的各种定额、指标、现行的间接费率及其它费用的规定等。

3.1.10 与有关方面的协议书

索道跨越铁路、公路、输电线路、企业、民宅、集镇、游览区以及通航的河流等处时，需得到有关部门准许通过的协议书。

3.2 一般规定

3.2.1 货运索道

- (1) 必须在设计文件中论证索道运输的合理性。
- (2) 进行索道设计时，基础资料应齐全、完整。
- (3) 索道线路应尽量避免通过不良工程地质地段以及采场崩落区，如必须通过时，则应采取可靠的技术措施。
- (4) 每个传动区段尽量设计成一条直线，少设转角站。
- (5) 索道线路应尽可能避开出现大跨距或起伏剧烈的地形，以保证索道线路侧型的平缓。
- (6) 货车在线路上的最大爬坡角，应在抱索器允许的爬坡角范围内。
- (7) 当索道线路跨越铁路、公路、高压输电线、居民区、集镇以及人流、车流密集处时，需设保护设施。
- (8) 索道线路跨距间，在垂直面呈浮动状态的货车与地面（包括障碍物及保护设施的顶面）间的最小垂直距离应符合表2-3-1的规定。
- (9) 当高压输电线在索道上时，两者垂直距离应符合表2-3-2的要求。

索道线路与被跨越设施间的安全距离

表 2-3-1

被跨越设施名称	特 征 部 位	最 小 垂 直 距 离 (m)	备 注
铁 路	保护设施底部距列车最大外形间	不小于1.2	站界附近应便于 司机了望信号 最大洪水位时
公 路	保护设施底部距公路顶面	不小于4.5	
航运河流	货车底部距船只的最高点(桅杆顶)	不小于0.5	
荒山无人区	货车底部距雪面	不小于0.5	
稀少村庄	货车底部距地面	不小于2.5	
居民区或耕地	货车底部距地面	不小于4.5	
建 筑 物	货车底部距建筑物的突出部分	不小于0.5	
保护设施上方	货车底部距保护设施突出部分	保护网不小于0.5, 保护桥不小于0.3	

(10) 货车在线路上或在站内运行时的安全距离。

货车在线路上运行时, 在许可风压作用下, 纵、横向摆动为14%, 但货车摆动时不得与线路支架相碰。重车侧与空车侧货车横向摆动时, 至少应保持0.5m的间距。

货车在站内运行时的安全距离见本篇第6章。

(11) 索道除按正常速度运行外, 还应有低速运行的可能, 以便供检修时使用。此外驱动器应有反转的性能。

(12) 索道各站间应有专用直通电话。通往值班室的调度电话。供维修线路用的便携式电话及对讲机。此外还应有音响和灯光信号。

(13) 索道如出现过负荷、超速、断电、尾部拉紧装置过行程等情况时, 应有各种相应的保护措施。

(14) 索道用过的废油不得任意排放。机械设备噪音不得超过90dB。装、卸载处的扬尘点。粉尘浓度不得大于表2-3-3的规定。

(15) 永久性索道(服务年限超过五年)。站房及支架不推荐采用木结构。

(16) 索道在夜间生产时, 站内、外应有照明设施。包括各站口射向线路方向的投光灯。

(17) 索道各站房及线路均应有防雷设施。

高压输电线在索道上方的安全距离

表 2-3-2

高压输电线等级 (kV)	特 征 部 位	安 全 距 离 (m)		备 注
		最小垂直距离	最小水平距离	
35~110	高压输电线距索道顶部	3	4	
154~320	高压输电线距索道顶部	4	5	
>320	高压输电线距索道顶部	5	6	

注: 1. 高压输电线从索道下方通过时, 应尽量在跨越处采用地下电缆代替架空输电线。

2. 索道线路跨越或平行高压输电线时, 索道应接地, 以免在钢绳上产生感应电流。

粉尘最高允许浓度

表 2-3-3

序号	粉 尘 名 称	允许浓度 (mg/m ³)	备 注
1	含有10%以上游离二氧化硅粉尘(石英、石英岩等)	2	
2	石棉粉尘	2	
3	含有10%以下游离二氧化硅的水泥粉尘	5	
4	含有10%以下游离二氧化硅的滑石粉尘	4	
5	含有10%以下游离二氧化硅的煤炭粉尘	10	
6	铝、氧化铝、铝合金粉尘	4	
7	玻璃棉和矿渣棉粉尘	5	
8	其它粉尘	10	

3.2.2 客 运 索 道

客运索道的一般规定在我国设计规范公布前, 可参照国际索道协会(OITAF)关于建造双线载人索道的技术建议书1~4和关于建造单线索道的技术建议书(第2号文件)。有关各种客运索道的具体规定见本篇第九章或第十章。

第四章 索道线路选择

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 佟运曾

4.1 选线原则

4.1.1 货运索道选线原则

(1) 选线时首先应考虑直线方案。如遇下列情况之一时,可考虑折线方案:

线路坡度太大,超过货车允许的爬坡能力时;

线路中有大跨距,无法跨越时;

线路高差太大,需增加传动区段时;

直线线路通过不良工程地质地段、采矿崩落区、湖泊、水库以及密集的居民区等不易通过处或技术措施投资过大时;

进站角过大,抬高站房标高不可能或很不经济时;

直线线路跨越多次地面障碍,设置保护设施投资过大时;

采用折线方案使线路有明显改善时。

(2) 索道线路尽量避免与铁路、公路、工矿企业、居民区以及人流密集的集镇等处相交叉,如无法避免,需增加保护设施。

(3) 如有可能应尽量将站址靠近已有公路或便道,为以后建设和维护管理创造方便条件。

(4) 索道线路避免穿越经常达八级风的风口处。

(5) 所选站址应有足够的面积,钢绳的进站坡度应尽量平缓,不允许超过表2-4-1的极限值。

(6) 当索道起、终点大于一个传动区段允许的高差时,须设中间传动站,实现分段传动。中间传动站的位置应使各传动段的牵引索选择相同和驱动功率趋于接近。

货运索道进站坡度

表 2-4-1

进站坡度	双线循环式	双线往复式	单线循环式
理想值(%)	5~15	—	10~15
极限值(%)	30	150	40

4.1.2 客运索道选线原则

客运索道选线除参照货运索道选线原则外,还要考虑其特殊要求:

(1) 在公园、风景游览区、名胜古迹等处选择索道线路应与其发展规划相协调。线路不宜穿越主要景区, 而应从景区外或较隐蔽处通过, 以免破坏景观。

(2) 索道沿线应尽量保持自然景观完整, 避免破坏树木、怪石和植被。

(3) 索道站址选择应充分注意和景区景观相协调并使游人乘坐方便。

(4) 满足不同类型客运索道对客车距地面高度的安全要求(见本篇第二章)。

(5) 应考虑事故状态下, 在索道全线都有对乘客营救的可能性。

(6) 要充分考虑索道所在区域的风速、风向、雷电等气象条件。同时尽量避免横向风压作用于索道线路。

(7) 如设中间换乘站能使索道线路路径更趋理想时, 应尽量采用转角线路以增加索道游览功能。

4.2 选线步骤

地形图资料完整时:

(1) 决定两端站址。对货运索道, 需确定与索道生产有关的厂房、车间或其它运输环节的最有利衔接; 对客运索道应了解其服务对象, 考虑乘客集散(或职工上下班)方便来决定站址。

(2) 参照选线原则, 将初步拟定的线路方案画在地形图上, 绘制多方案线路纵断面图。作支架配置和进行必要的计算及比较, 依其优劣筛选。

(3) 对可能成立的方案进行现场实地踏勘, 验证和进一步比较, 最后确定最佳线路方案。

(4) 对线路中所设中间传动站、转角站、拉力站、锚固站以及拉锚站等, 在实地踏勘中验证其位置, 避免选线失误。

无完整地形图资料时:

(1) 同上之(1)。

(2) 协同工程地质、测量等有关人员实地踏勘后确定站址及线路走向。

(3) 必要时草测几个可能成立方案的纵断面地形图进行比较。

(4) 按选定方案布置带状地形图的测量, 以便开展初步设计工作。

4.3 委托测量和工程地质

4.3.1 测量内容及测量精度要求

工程所需的各种地形图施测范围参见本篇第三章。

索道各站位点均属精密点。站位点放点精度不低于Ⅲ级导线点。无地形图, 在现场确定站位点时, 需参照上述精度反测其座标。

为了使线路互相通视, 有时需在线路上增设方向点。方向点位于索道中线上。其允许误差为 $180^\circ \pm 10''$ 。

线路支架点应放在索道中线上, 其允许误差为: 双线货运索道为 $180^\circ \pm 30''$; 单线货运索道为 $180^\circ \pm 20''$; 客运索道为 $180^\circ \pm 10''$ 。上述误差不允许单方向积累, 必须全线闭

合。

支架位点间水平距误差：不大于支架间距的 $1/1000$ 。

站位点、方向点、架位点的高程不低于Ⅳ等直接水准精度。并在往返施测时两端站间必须闭合。

凡测区范围内的地貌、地物均应在图中表示清楚。与索道线路相交的各种输电线、架空管线、渡槽等；应注明其标高、交叉角、电压等级、根数、层数或管径等有关数据。与索道线路相交的地下管线、电缆等与上述要求相同。

4.3.2 工程地质

有关工程地质的要求见本篇第三章。

第五章 索道基建投资和经营费估算

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 佟遇曾

索道基建投资和经营费根据所选索道的主要设备、钢绳型号和用量以及初步配置的站房和线路进行估算。

5.1 基建投资

5.1.1 直接费和间接费

索道的机械设备、钢绳、土建、电气设施的直接费和间接费总和可按式计算：

$$N_1 = (A + M + P)(1 + K_1 + K + KR) + D(1 + K + KR) + W(1 + R) + F(1 + R) \quad (2-5-1)$$

式中 N_1 ——直接费和间接费总和，元；

A ——索道设备费，表2-5-1~2-5-10列有我国部分索道工程设计的设备占有量参考指标，可供估算设备费参考，元；

单线货运索道站房单位面积设备占有量

表 2-5-1

工程名称	站 别	站房面积 (m ²)	设备用量 (t)	单位指标 (t/m ²)	备 注
浙江七七一矿	装车站	302	31	0.102	采用机械化设施
盘石煤矿	装车站	144	4.92	0.034	
新冶钢矿	装车站	105	7.60	0.072	
浙江七七一矿	卸车站	430	15.15	0.035	采用机械化设施
盘石煤矿	卸车站	218	6.03	0.028	

双线货运索道站房单位面积设备占有量

表 2-5-2

工程名称	站 别	站房面积 (m ²)	设备用量 (t)	单位指标 (t/m ²)	备 注
西华山铜矿	装车站	350	20.85	0.06	无机机械化设施 有机机械化设施
杨家杖子铜矿	装车站	690	52.8	0.077	
耀县石灰石矿	装车站	410	14.14	0.034	
夹太石灰石矿	装车站	1050	85.1	0.081	
西华山铜矿	卸车站	280	19.15	0.07	
杨家杖子铜矿	卸车站	960	49	0.057	无机机械化设施
耀县石灰石矿	卸车站	900	17.2	0.02	

货运索道机房单位面积设备占有量 表 2-5-3

工程名称	站房面积 (m ²)	设备用量 (t)	单位指标 (t/m ²)
二峰山铁矿	87	17.91	0.206
秦岭金矿	72	16.4	0.23
晏庄金矿	54	10.73	0.20
彭县铜矿	54	12.63	0.234

单线货运索道每公里线路设备占有量 表 2-5-4

托索轮直径 (mm)	每公里线路平均支架数(个)		
	5~6	7~8	9~10
	设备用量(t)		
Φ 400	1.5~1.8	2.1~2.4	2.7~3.0
Φ 500	2.0~2.4	2.8~3.2	3.6~4.0
Φ 600	2.5~3.0	3.5~4.0	4.5~5.0
Φ 700	3.0~3.6	4.2~4.8	5.4~6.0

双线货运索道每公里线路设备占有量 表 2-5-5

索引方式	每公里线路平均支架数(个)		
	5~6	7~8	9~10
	设备需用量(t)		
下部牵引	3.5~4.2	4.9~5.6	6.3~7.0
水平牵引	4.7~5.6	6.6~7.6	8.5~9.4

注：下部牵引式索道线路设备包括空、重两侧鞍座、线路托轮及导向架等。

双线货运索道各种线路站设备用量 表 2-5-6

站 别	设备需用量(t)	结构形式及尺寸(m)
双锚固站	2.8	钢结构, 长8.5, 宽3.5, 高8.8
双锚固站	2.8	混凝土结构长6, 宽1.2, 高6
双拉紧站	22	长24, 宽4.5, 高9.6
双拉紧站	18.8	长20, 宽4.5, 高13.7
拉锚站	16	长9, 宽3.4, 高13.5
拉锚站	15	长8.5, 宽3.4, 高12

单轨往复式客运索道站房单位面积设备占有量

表 2-5-7

工 程 名 称	站 别	客车容量 (人)	小时运量(单向) (人)	站房面积 (m ²)	设备用量 (t)	单位指标 (t/m ²)
辽宁铁岭微波站	上站	4	24	13.26	4.4	0.33
河北兴隆微波站	上站	4	24	无站房	4.4	—
辽宁铁岭微波站	下站	4	24	155	16.9	0.109
河北兴隆微波站	下站	4	24	144	16.9	0.117

吊篮式单线循环式客运索道设备占用量

表 2-5-8

工 程 名 称	站 别	站 房 面 积 (m ²)	设 备 用 量 (t)	单 位 指 标 (t/m ²)
广州白云山	上站	825	52.9	0.064
广州白云山	下站	970	18.5	0.019

注：线路设备占有量约为每个支架3t。

吊椅式客运索道站房单位面积设备占有量

表 2-5-9

工 程 名 称	站 别	吊椅容量 (人)	单侧小时运量 (人)	站房面积 (m ²)	设备总量 (t)	单位指标 (t/m ²)
三明麒麟山公园	上站	2	480	138	6.7	0.063
秦皇岛塞上湖旅游区	上站	2	600	167	8	0.036
北京香山公园	上站	2	320	143.2	2	0.014
昆明温泉	上站	2	300	144	7.2	0.05
三明麒麟山公园	下站	2	480	200	5.9	0.03
秦皇岛塞上湖旅游区	下站	2	600	156	8.6	0.055
北京香山公园	下站	2	320	277	14	0.051
昆明温泉	下站	2	300	112	9.5	0.085

吊椅索道托(压)索轮质量

表 2-5-10

工 程 名 称	二 轮 式 (t)	四 轮 式 (t)	六 轮 式 (t)
三明麒麟山公园	0.139	0.287	0.438
秦皇岛塞上湖旅游区	0.139	0.287	0.438
北京香山公园	0.120	0.286	—
昆明温泉	0.158	0.326	—

- M ——钢绳费,其单价参见表2-5-11和2-5-12,元;
- P ——电气、通讯设备费,应由电气专业提供,一般其占索道工程总投资的5~10%,元;
- D ——管道费,包括索道站房所需的压风、上下水管及阀门配件费用,按需要估算,一般每吨管件1200~1500元;
- W ——土建费,包括站房、机房、设备基础、线路支架和保护设施等直接为生产服务以及其它辅助建筑的费用,一般占总投资的40~50%,表2-5-13~2-5-29列有我国部分索道工程各种土建设施的单位造价和材料用量,供参考,元;
- F ——土石方、道路及场地平整等费用,按实际情况估算,元;
- K_1 ——设备运杂费率, $K_1 = 5 \sim 10\%$ 。索道建于铁路沿线附近者取5~6%;远离铁路线以汽车为主或地处边远地区者取8~10%;
- K ——设备及钢绳安装费率,可查表2-5-30、2-5-31和2-5-32;管道安装费率可取6~8%;
- R ——间接费率,对于土建和土石方、道路和场地平整等可取18~20%;设备、管道可取35~45%。

索道常用钢丝绳参考价格

表 2-5-11

直径 (mm)	每 吨 价 格 (元)			
	6×7	6×(19)	6×37	6×61
12~15.5	1620	1840	2240	—
16~21.5	1360	1680	2080	2240
22~28.5	1310	1630	2030	2190
29~37	1280	1585	1985	2145
38~50	—	1520	1920	2080
51~65	—	—	1760	1920

索道常用密封式钢丝绳参考价格

表 2-5-12

直 径 (mm)	每 吨 价 格 (元)	备 注
30.5	3000~3800	具有一层Z形丝
32~35.5		具有一层Z形丝
38.5~47		具有一层Z形丝和一层梯形丝
50		具有一层Z形丝和一层梯形丝
51~70		—

货运索道站房每平方米参考造价

表 2-5-13

站 房 结 构	单 线 索 道 (元)	双 线 索 道 (元)
钢筋混凝土结构	200~250	250~350
木 结 构	100~120	—

双线货运索道站房材料参考用量

表 2-5-14

工程名称	站 别	建筑面积 (m ²)	建筑体积 (m ³)	混凝土 (m ³)	钢筋及铁件 (t)
杨家杖子钼矿	装 载 站	560	3800	820	100
麦太石灰石矿	装 载 站	1670	7870	1480	280
杨家杖子钼矿	卸 载 站 (三条)	2700	9150	2200	320
联合企业	卸 载 站	2000	16370	3600	550
麦太石灰石矿	自动转角站	620	5300	460	90

单线货运索道站房材料参考用量

表 2-5-15

工程名称	站 别	建筑面积 (m ²)	建筑体积 (m ³)	混凝土 (m ³)	钢筋及铁件 (t)
二峰山铁矿	装 载 站	560	3220	490	70
二峰山铁矿	卸 载 站	430	2200	360	57
浙江七七一矿	中间站	320	1500	280	45
彭县铜矿	中间站	240	1170	165	30

各种线路站材料用量参考表

表 2-5-16

站 别	钢 材 用 量 (t)	混凝土用量 (m ³)	结构物外形 (m)
双锚固站	19.8	360	长8.5,宽2.2,高10
双拉紧站	40	300	长24,宽4.5,高16.5
拉 紧 站	16	250	长9,宽3.4,高13.5

货运索道混凝土支架材料用量参考表

表 2-5-17

架 高 (m)	钢 材 (kg)		混 凝 土 体 积 (m ³)			
			架 身		基 础	
	单 线	双 线	单 线	双 线	单 线	双 线
3	780	—	1.4	—	2.4	—
4	820	1100	2.0	2.6	2.4	10.0
5	1200	1400	2.2	3.2	2.6	11.5
6	1330	1500	3.4	4.0	2.9	11.5
7	1470	1700	4.6	4.8	3.4	11.5
8	1550	1800	5.4	5.8	3.6	11.5
9	1820	2000	6.4	6.5	3.7	13.0
10	1960	2100	8.4	8.5	5.6	13.5
11	2070	2200	9.4	10	6.6	14.0
13	2260	2400	10.3	11	9.6	14.5

注：运量适中的货运索道，在地形不甚复杂的情况下，每公里平均支架数可按7~8个考虑，支架平均高度可按10~13m估算。

货运索道木支架材料用量参考表

表 2-5-18

架 高 (m)	材 料 用 量(m³)		架 高 (m)	材 料 用 量(m³)	
	木 材	混凝土基础		木 材	混凝土基础
3	1.75	1.8	13	7.3	7.5
4	2.4	2.7	14	8.6	7.5
5	2.8	3.3	15	9.7	7.5
7	4.1	4	20	11.2	9.5
9	5.1	5.5	25	14	18
10	5.7	7.5	30	19.1	30
12	6.8	7.5	35	22.4	33

- 注: 1. 架高在30m以内的木支架, 平均每米高的木材用量可按0.5~0.6m³估算;
 2. 每米木支架铁件(螺栓等), 平均按25kg估算, 用槽钢制成的横担, 需另外计算;
 3. 尽可能不用木支架。

单线货运索道钢支架材料用量参考表

表 2-5-19

架 高 (m)	架身钢材 用 (kg)	基 础		架 高 (m)	架身钢材 用 (kg)	基 础	
		混 凝 土 (m³)	钢 筋 (kg)			混 凝 土 (m³)	钢 筋 (kg)
3	1330	4.8	—	16	4470	8.8	570
4	1490	5	—	18	5000	9.2	600
7	2170	6	—	19	5200	9.3	600
9	2500	7.5	—	22.5	6540	9.2	680
10	2670	8	150	24	7510	10	680
12	3240	8	150	26	8060	10	680
13	3450	8.8	570	30	10160	11.6	810
14	3780	8.8	570	35	13100	15.2	810
15	4270	8.8	570				

双线货运索道钢支架材料用量参考表

表 2-5-20

架 高 (m)	架身钢材 用 (kg)	基 础		架 高 (m)	架身钢材 用 (kg)	基 础	
		混 凝 土 (m³)	钢 筋 (kg)			混 凝 土 (m³)	钢 筋 (kg)
5.5	9305	15.6	137	16	8570	24.86	1041
9.5	4695	17.19	137	17	8865	24.16	1071
10	4795	17.19	137	18	7230	27.76	1121
11	5050	17.87	137	20	7905	30.72	1307
12	5455	17.97	137	23.5	9225	31.48	1343
13.5	5845	20.64	874	27	11085	30.72	1307
15	6340	21.88	943	34	14845	36.32	1508

线路支架价格参考表

表 2-5-21

支 架 类 别	价 格 (元)
钢 支 架 (t)	2000~3000
木 支 架 (m³)	500
混凝土支架 (m³)	200~300

矿仓材料消耗参考表

表 2-5-22

矿仓类别	矿仓形式	装、卸矿 方 式	矿石种类	矿石粒度 (mm)	矿仓几 何容积 (m³)	材 料 消 耗	
						混 凝 土 (m³)	钢 材 (t)
粗矿仓	方 形	铁板给矿机	钨 矿	700	200	290	59
粗矿仓	方 形	翻车机卸矿	磷 灰 石	350	410	250	55.4
中间矿仓	方 形	槽式给矿机	黄 铁 矿	350	3330	3900	716
成品矿仓	方 形	—	石 灰 石	50~150	2000	1480	240
粉矿仓	圆 形	—	黄 铁 矿	20	430	150	30
粉矿仓	圆 形	—	铜 矿	10	1340	500	114

矿仓造价参考表

表 2-5-23

矿仓结构形式	造 价 (元)
钢筋混凝土结构 (m³)	300~500
木 结 构 (m³)	200~300

基础价格参考表

表 2-5-25

基 础 类 别	单 价 (元)
素混凝土基础 (m³)	80~100
钢筋混凝土基础 (m³)	120~200

木保护桥材料用量参考表 表 2-5-26

材料名称	数 量	备 注
木 材 (m³)	12	长 8 m, 宽 6.5 m, 高 4.5 m
钢 材 (t)	0.5	
混凝土基础 (m³)	20	

驱动机基础材料参考用量 表 2-5-24

驱 动 机	材 料 用 量	
	钢 材 (kg)	混 凝 土 (m³)
Φ2000单槽立式	35	15
Φ3000单槽立式	35	25
Φ3000单槽卧式	35	29
Φ2500双槽立式	30	20
Φ3000双槽立式	35	28

注: 1. 设备基础大小和受载及工程地质情况有关, 特殊情况应区别对待;

2. 水泥在混凝土中的质量约为1/7。

钢筋混凝土保护桥材料用量参考表 表 2-5-27

材料名称	数 量	备 注
混 凝 土 (m³)	85	长 7 m, 宽 6.5 m, 高 4.5 m
钢筋、钢材 (t)	5	

保护网用材参考表

表 2-5-28

保护网长 (m)	材 料 用 量			备 注
	钢支架重 (t)	支架基础 (m³)	锚固基础 (m³)	
44.1	6.4	60	90	16m高, 钢支架1个 保护网基础2座
135	18.4	130	90	21m钢支架1个、25m钢支架1个 保护网基础2座
152	18	50	86	12m钢支架3个 保护网基础2座

钢结构保护桥材料用量参考表 表 2-5-29

材料名称	数 量	备 注
钢 材 (t)	36.5	长 22 m, 宽 6.5m, 高 11.6m
钢 筋 (t)		
混凝土基础 (m ³)	80	

货运索道设备安装费率表 表 2-5-30

设备名称	费 率 (%)	备 注
站内设备	6	
单线索道线路设备	7	
双线索道线路设备	8	
单线索道货车	1	清洗、检查、安装
双线索道货车	0.5	清洗、检查、安装

注：费率系指占设备费用的百分数。

电气设施安装费率表 表 2-5-31

安装设备名称	费 率 (%)	备 注
电气设施	17~18	
电信设备	45~46	

钢索安装费率表 表 2-5-32

钢 索 名 称	费 率 (%)
单线牵引索	10
双线牵引索	10
双线承载索	7

5.1.2 总 投 资

索道基建总投资按下式计算：

$$N = N_1 + N_2 + N_3 \quad (2-5-2)$$

$$N_2 = (0.13 \sim 0.15) N_1$$

$$N_3 = (0.15 \sim 0.25) (N_1 + N_2)$$

式中 N ——总投资，元；

N_1 ——其它基建费，元；

N_3 ——不可预见工程费，元。

5.2 经 营 费

索道的年经营费用按下式计算：

$$G = A + B + C + D + E + F \quad (2-5-3)$$

式中 G ——年经营费，元；

A ——折旧费总和，货运索道机械设备和钢绳的折旧年限可参见表 2-5-33 和 2-5-34；客运索道的机械设备和钢绳折旧年限可参考货运索道的取用，但注意按实际工作班制换算；土建折旧费可按索道服务年限摊销；电气设施可按 20 年折旧或不足 20 年的按实际服务年限摊销；其它费用按服务年限摊销，元；

B ——修理费，修理费率按表 2-5-35 取，元；

C ——润滑费，润滑油指标见表 2-5-36，单价见表 2-5-37，一般单线货运索道年润滑费约占机械设备费的 2.5~3.5%；双线货运索道则约为 1.5~2.5%，元；

D ——人工工资，按索道车间定员和每人年平均工资计算，元；

E ——生产管理费, 包括每年办公、福利、差旅费等, 元;

F ——电费, 包括生产和维修的年耗电费, 元。

每吨物料运输成本为:

$$P = \frac{G}{A_n} \quad (2-5-4)$$

式中 P ——每吨物料运输成本, 元;

A_n ——索道年运输量, t。

物料每吨千米运输成本:

$$R = \frac{P}{L} = \frac{G}{A_n L} \quad (2-5-5)$$

式中 R ——每吨千米运输成本, 元;

L ——索道线路长度, km。

索道基建投资和经营费估算例题见本篇附录7。

货运索道各种钢丝绳折旧年限参考表

表 2-5-33

钢丝绳名称	折 旧 年 限		
	一班生产	二班生产	三班生产
双线索载索	7	6	3
双线索牵引索	5	3	2
双线索拉紧索	30	30	20
单线索牵引索	3	2	1.5
单线索拉紧索	5	3	2

货运索道设备折旧年限参考表 表 2-5-34

设备名称	折 旧 年 限		
	一班作业	二班作业	三班作业
驱动装置	30	25	20
装设闸门	20	15	10
链条拖车系统	20	15	10
各种导向轮	25	20	15
尾部拉紧装置	25	20	15
格 筛	2	1.5	1
平 衡 锤	30	30	30
滚 轮 组	3	2	1
挂结(脱开)器	25	20	15
扁 轨	25	20	15
货 车	10	8	6
双索摇摆鞍座	10	7	5
单索线路托轮	3	2	1
各种吊钩、吊架	35	30	25
加油车	30	30	30

货运索道修理费率表 表 2-5-35

修 理 内 容	修 理 费 率 (%)
钢 支 架	1~2
钢结构和混凝土结构站房	1.2~2
站内设备	4~5
货 车	15
线路托轮	30
电气设施	2
其 它	1~2

注: 修理费率指年修理费占该项投资的百分比。

货运索道润滑油消耗指标

表 2-5-36

润滑油使用处所	润 滑 油	消 耗 指 标
承 载 索	机 油	450kg/km·a
双线索牵引索	钢 绳 油	120kg/km·a
单线索牵引索	钢 绳 油	250kg/km·a
双线索站内设备	黄 油	0.09kg/h
单线索站内设备	黄 油	0.05kg/h
双线索货车	黄 油	5g/km·h
单线索货车	黄 油	3g/km·h

润滑油每公斤价格 表 2-5-37

油 的 种 类	单 价 (元)
黄 油	2.5
机 油	1.5
钢 绳 油	1.5~2.0

注: 表中所列均为出厂价格。

第六章 双线循环式货运索道

编写单位 昆明有色冶金设计研究院

编写人 朱俊国

6.1 基本参数的选择和计算

6.1.1 基本参数的选择

6.1.1.1 工作制度

年工作日根据企业性质和衔接车间的工作制度统筹考虑。通常为306天或330天。

每日工作小时数 n 和运输不均匀系数 c 推荐如下:

一班作业 $n = 7.5\text{h}$ $c = 1.1$

二班作业 $n = 14\text{h}$ $c = 1.1$

三班作业 $n = 19.5\text{h}$ $c = 1.15$

6.1.1.2 小时运输量

根据年运输量或日运输量来确定索道的小时运输量。对于有发展远景的索道,应使索道的运输能力留有发展余地。

6.1.1.3 物料块度和装满系数

在确定货车容积时,货箱的上口宽度 B 与物料最大块度 a 的比值应符合下列要求,以保证装卸作业的正常进行。

粗碎后未经筛分: $\frac{B}{a} \geq 2.5$

粗碎后经过筛分: $\frac{B}{a} \geq 3.0$

对装卸作业有较高要求时: $\frac{B}{a} \geq 5.0$

采用旋转式装载机时: $\frac{B}{a} \geq 8.0$

在任何情况下物料最大块度不宜超过300mm。通常货箱装满系数取1.0。

对于粘结性物料,如果在装载和卸载作业中未能采取妥善措施,则应考虑到装载时货车容积不能充分利用和卸载时货车结底等实际生产情况,在选择货车容积时,计入装满系数0.8~0.9。

6.1.1.4 发车间隔时间

一般取20~40s,运量较大时取小值,反之取大值。机械化程度较高和大运量索道,发车间隔时间可达10s左右。

6.1.1.5 货车运行速度

货车在线路上的运行速度,根据机械工业部标准产品(JB2787—79)或设计单位自行设计的驱动机确定,牵引索的名义速度为1.6、2.0、2.5、2.8和3.15m/s等五种。建议尽量采用较高的运行速度(有条件时可以采用3.5、4.0m/s)以减轻线路的载荷,节约投资。

自动迂回时货车最大运行速度

表 2-6-1

迂回轮直径 (m)	最大运行速度 (m/s)	滚轮组半径 (m)	最大运行速度 (m/s)
4	1.25	40	2.0
5	1.6	50	2.5
6	2.0	60	2.8
—	—	70	3.15

注: 4m迂回轮只适用于二轮货车

当索道中间站或端点站设有自动迂回轮时,货车的最大运行速度按表2-6-1选取。

6.1.1.6 货车的类型、容积和承载能力

根据牵引部位的不同,货车分为下部牵引式和水平牵引式两种。每种货车包括左向和右向运行、内翻和外翻卸载、自动和非自动转角等八种组合型式。

双线循环式索道货车的容积分为0.5、0.63、0.8、1.0、1.25、1.6、2.0、2.5和3.2m³九种,货车承载能力(包括空车重力)为10kN、20kN和32kN三种。

6.1.2 基本参数的计算

基本参数的计算见表2-6-2。

基本参数符号和计算公式

表 2-6-2

序号	名 称	符号或计算公式	序号	名 称	符号或计算公式
1	年运输量(t/a)	A_n	15	空货车重力(N)	Q_0
2	年工作日(d)	N	16	重货车重力(N)	$Q = Q_0 + Q_1$
3	昼夜工作时数(h)	n	17	牵引索每米重力(N/m)	q_0
4	运输不均匀系数	σ	18	集中载荷(N)	
5	日运输量(t/d)	$A_r = \frac{A_n}{N}$		重车侧	$Q_r = Q + q_0 \lambda$
6	小时运输量(t/h)	$A_s = \frac{c A_r}{n}$		空车侧	$Q_k = Q_0 + q_0 \lambda$
7	松散物料密度(t/m³)	γ	19	均布载荷(N/m)	
8	货车容积(m³)	V		重车侧	$q_r = \frac{Q}{\lambda} + q_0$
9	货车有效载重量(kg)	$A_s = 1000 V \gamma$		空车侧	$q_k = \frac{Q_0}{\lambda} + q_0$
10	小时发车数	$Z = \frac{1000 A_s}{A_r}$	20	承载索每米重力(N/m)	q_c
11	发车间隔时间(s)	$t = \frac{3600}{Z}$		重车侧	q'_c
12	货车运行速度(m/s)	v		空车侧	q''_c
13	货车间距(m)	$\lambda = vt$	21	包括承载索的均布载荷(N/m)	
14	货车有效载荷(N)	$Q_r = A_s g$		重车侧	$q_{rr} = q'_c + q_r$
				空车侧	$q_{kk} = q''_c + q_k$

注: 1. 水平牵引式均布载荷(19)和集中载荷(18)不包括牵引索的重力;

2. g 为重力加速度, $g \approx 9.81 \text{ m/s}^2$ 。

6.2 承载索及其设备选择

6.2.1 承载索的结构

承载索一般选用密封式钢丝绳。这种面接触钢丝绳具有平滑的圆柱形表面，优点是：密封性好、抗挤压性能强、残余伸长小、破断拉力大（为相同直径和相同强度的普通钢丝绳的1.5~1.8倍）、使用寿命长。此外具有良好的不旋转性。外层Z形丝断裂后不易翘出表面。

最近国外对有的密封绳的结构作了以下改进：Z形丝从一层发展到二至六层，中间层的梯形丝全部取消；从中心丝算起的第二层圆形丝与第三层圆形丝之间增加六根小直径填充丝。新结构的密封绳密封性更好、柔性改善、防松散性也更好。

密封绳的捻向（指密封绳表面层Z形丝的捻向）与索道的运行方向无关。无论货车是顺时针还是逆时针运行，既可采用右捻亦可采用左捻，但密封绳的捻向与安装时放绳方向有关。安装承载索时应该注意：货车车轮对承载索的作用力，应使密封绳表面层的Z形丝互相压紧而不是互相分离，以便充分发挥密封绳的抗挤压性能。选用左捻密封绳时应特别注意捻向，否则制造厂家将按右捻供货。

国外的发展趋势是：尽可能选用较高的公称抗拉强度密封绳，如 $\sigma_B = 1570 \sim 1670$ MPa，以减小安装承载索的困难及其挠度。

6.2.2 承载索的选择计算

6.2.2.1 按寿命条件预选承载索

满足承载索使用寿命要求的最小拉力按下式确定：

$$40 \leq \frac{T_{\min}}{R} \geq 40 \sqrt{N} \quad (2-6-1)$$

式中 $T_{\min}$ ——承载索的最小拉力，N；

N ——每年当量车轮通过次数，以百万计；

R ——货车的轮压，N。

货车轮压按下式计算：

对水平牵引货车：

$$R = \frac{\xi Q}{i} \quad (2-6-2)$$

对下部牵引货车：

$$R = \frac{\xi \left(Q + q_0 \lambda + 2f \sin \frac{\delta}{2} \right)}{i} \quad (2-6-3)$$

式中 ξ ——轮压的不均匀系数， $\xi = 1.1$ ；

Q ——重车重力（选择空车侧承载索时用空车重力 Q_0 代），N；

i ——货车的车轮数；

q_0 ——牵引索每米重力，N/m；

λ ——货车间距，m；

f ——牵引索平均拉力, N ;

δ ——牵引索作用在货车抱索器上的平均折角, ($^{\circ}$);

公式(2-6-3)中 $2f \sin \frac{\delta}{2}$ 项为牵引索弯折引起的附加压力, 只有当25%支架的最大折角大于 8.6° 时才予考虑。在预选承载索时可按下取值: 线路平坦取 $(0.1 \sim 0.2)Q$; 线路复杂取 $(0.25 \sim 0.35)Q$ 。其中跨距较小时取小值, 跨距较大时取大值。

每年当量车轮通过次数计算如下:

对于四轮货车

$$N = 0.7 \times 10^{-4} Z n N' \quad (2-6-4)$$

对于六轮货车

$$N = 0.6 \times 10^{-4} Z n N' \quad (2-6-5)$$

对于八轮货车

$$N = 0.5 \times 10^{-4} Z n N' \quad (2-6-6)$$

式中 Z ——小时发车数;

n ——每日工作小时数;

N' ——年工作日数。

$\frac{T_{min}}{R}$ 也可由图2-6-1直接查出。从图2-6-1可以看出, 每年当量车轮通过次数等于一百万次时, $\frac{T_{min}}{R}$ 等于40, 每年当量车轮通过次数达到四百万次时, $\frac{T_{min}}{R}$ 等于80, 此时已经达到国际索道协会(OITAF)关于双线往复式客运索道选择承载索的标准。

将 T_{min} 适当加大并圆整后, 便可确定为拉紧重锤的重力, 再按下式计算预选的承载索钢丝破断拉力总和。

$$\Sigma s = \beta n W \quad (2-6-7)$$

式中 Σs ——预选的承载索钢丝破断拉力总和, N ;

β ——承载索在拉紧区段内由于摩擦力和高差所引起的拉力变动系数, β 取1.3;

n ——安全系数, 取3~3.5;

W ——重锤的重力, N 。

Σs 求出后, 按钢丝绳产品样本选择承载索规格。待计算出线路最大静拉力后按强度条件进行校核。

选择空车侧承载索时, 除为了控制空车侧的最大倾角、挠度原因外, 一般允许增大若干级别直至采用与重车侧承载索相同的规格, 以便延长其维修周期, 提高索道的运转率和可靠性。

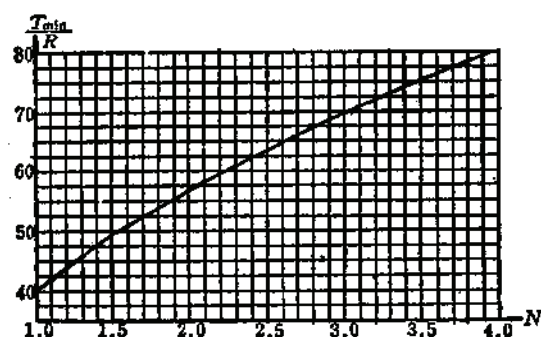


图 2-6-1 N' 与 T_{min}/R 的关系

所选空车侧承载索如能满足公式(2-6-73)要求时, 空车侧线路可不计算。

6.2.2.2 承载索的强度校核

承载索失效的主要原因是弯曲疲劳断丝, 试验资料证明, 抗拉安全系数等于2.1时承载索的寿命最长, 安全系数加大反而缩短寿命, 当安全系数超过4.5时则会显著缩短承载

索的寿命。根据国内外生产实践经验, 货运索道承载索安全系数^①规定如下:

$$n = \frac{T_P}{T_{\max}} \geq 3 \quad (2-6-8)$$

$$T_{\max} = T_0 \pm q_0 H + \Delta T$$

式中 T_P ——钢丝绳破断拉力, 对密封索 $T_P = 0.9 \Sigma s$, N,

$T_{\max}$ ——承载索的最大静拉力, 出现在线路侧型中的最高点或离拉紧重锤的最远点, N,

T_0 ——初拉力, N,

q_0 ——承载索每米重力, N/m,

H ——拉紧区段中最高点或最远点与拉紧导轮之间的高差, m,

ΔT ——相应于上述区间的承载索摩擦阻力总和, N。

最大静拉力通过线路计算求出。见本篇(6.6.3.2)。

① 采用钢丝绳破断拉力和最大静拉力之比较核安全系数, 是较常用的方法, 但日本也采用如下综合校核办法, 考虑抗拉情况时

$$\frac{\sigma_s}{\sigma_t} = 3.5 \sim 5.0 \quad (2-6-9)$$

$$\sigma_t = \frac{T_{\max}}{F}$$

考虑线路集中载荷作用下的弯曲应力时

$$\frac{\sigma_s}{\sigma_t + \sigma_{b1}} > 3.0 \quad (2-6-10)$$

$$\sigma_{b1} = \frac{Q'}{t} \sqrt{\frac{E}{T_{\max} F}}$$

$$Q' = \sqrt{Q^2 + (AP_1)^2} + \lambda \sqrt{q_0^2 + (dP_2)^2}$$

考虑钢丝绳在导向设备上的弯曲应力时

$$\frac{\sigma_s}{\sigma_t + \sigma_{b2}} > 3.0 \quad (2-6-11)$$

$$\sigma_{b2} = E \frac{\delta}{2R}$$

式中 σ_s ——承载索的公称抗拉强度, MPa,

σ_t ——承载索的最大拉应力, MPa,

σ_{b1} ——集中载荷产生的最大弯曲应力, MPa,

σ_{b2} ——锚固筒、滚子链或各类鞍座上产生的最大弯曲应力, MPa,

Q' ——计及风压的集中载荷, N,

Q ——货车重力, N,

A ——货车侧面的受风面积, m^2 , 见下表,

P_1 ——作用在货车上的水平风压, $P_1 = 490 Pa$,

d ——索引索直径, m,

P_2 ——作用在牵引索上的水平风压, $P_2 = 295 Pa$,

t ——货车车轮数,

E ——钢丝绳弹性模量。采用和钢相同的弹性模量计算即 $E = 196130 MPa$,

F ——钢丝绳的金属断面积, mm^2 ,

δ ——钢丝绳表层丝的高度, mm,

R ——锚固筒、滚子链或各类鞍座导向轮的曲率半径, mm,

q_0 ——牵引索每米重力, N/m。

货车侧面的受风面积

货车容积(m^3)	0.5	0.63	0.8	1.0	1.25	1.6
受风面积(m^2)	2.0	2.1	2.2	2.4	2.7	3.0

6.2.3 承载索的锚固和拉紧

承载索通过锚具,或锚结在金属锚固架上,或直接锚结在混凝土基础上。

锚固方式有套筒式、圆筒式、夹楔式、绳卡式等四种,前一种属于固定式锚固,后三种属于活动式锚固。

(1) 套筒式锚具较简单轻便,过去曾被广泛采用,它的缺点是承载索没有沿轴线方向串动的余地,致使连接套筒和支架鞍座附近承载索损坏较快,其次承载索的安装长度不易精确掌握,过长过短都要造成返工。对新设计索道不推荐采用。

(2) 圆筒式锚固在渡口所建索道中普遍使用。它将承载索的锚固端缠在钢筋混凝土圆筒上。这种锚固方式克服了套筒式锚具的缺点,但锚固筒庞大笨重,安装调试和生产串绳时仍较费力。

(3) 夹楔式锚具脱胎于多绳提升悬挂装置,它克服了上述两种锚固方式的缺点。在凡口索道使用效果比较满意,由于结构和比压的限制,当承载索直径或拉力较大时,不宜采用。

(4) 绳卡式锚具移植于双线往复式客运索道,在云南狮子山和泰山等新建索道上采用(见图2-9-2,b)。它结构简单,工作可靠并能适应各种规格和拉力的承载索,是一种值得推广的承载索锚具,需占用较大空间是其不足之处。

有关圆筒锚固和绳卡锚固的具体作法见本篇9.1.3.1。

承载索拉紧现有下列四种方式:

(1) 拉紧索重锤拉紧。拉紧索的一端用过渡套筒与承载索连接,另一端绕过拉紧轮用末端套筒与重锤连接,这是一种常用的拉紧方式。

(2) 滚子链重锤拉紧(图2-9-3,a)。这是客运索道常用的拉紧方式。对于大运量货运索道,为了减少承载索拉紧系统的环节,改善工作条件,增加工作可靠性,往往取消拉紧索、过渡套筒和导向轮而采用滚子链重锤拉紧。滚子链的半径等于承载索直径的60~120倍。索道高差大时取小值,反之取大值。

(3) 摆动架重锤拉紧(图2-9-3,b)用于索道长度不大于1.2km,重锤行程不大于2.5m。摆动架的设计和配置见本篇9.1.3.2。这种拉紧方式设备较简单,配置方便。

(4) 通过预拉紧,将承载索两端锚固的无重锤拉紧,适用于在一个拉紧区段内没有中间支架或仅有一二个支架的,温度和载荷变化引起承载索拉力变化不大的少数索道。两端锚固中的一端,往往设有螺旋调节装置,用以补偿计算和安装方面的误差。

可设置液压拉紧装置或采用由测力元件控制的电机驱动的绞车滑车组以调测拉力。

6.2.4 有关设备选择

6.2.4.1 线路套筒、过渡套筒和末端套筒

线路套筒为承载索的线路连接装置,一般采用锥楔来固定承载索端,线路套筒至支架的距离不得小于15m。四轮货车累计通过次数达到70万次时,线路套筒必须重拆安装,套筒两端承载索的切除长度不得小于2m。

过渡套筒为承载索和拉紧索的连接装置。末端套筒为拉紧索和重锤相连的装置。它们与拉紧索用浇筑的方法连接,要求浇筑后的锥体能从套筒中抽出,以便检查浇筑的质量。

6.2.4.2 偏斜鞍座、摇摆鞍座和固定鞍座

一般偏斜鞍座和摇摆鞍座可按机械工业部的标准产品选用,为提高索道的性能也可另行设计。可根据承载索的直径 d_c 来确定各类鞍座的曲率半径:

$R \geq 120d_c$ (从控制承载索不超过公式(2-6-11)的要求出发)

$R \geq 100d_c$ (从控制鞍座上的比压不超过2.5MPa出发)

$R \geq 0.67v^2$ (从控制向心加速度不超过 1.5m/s^2 出发), m

各类鞍座的槽部半径控制为 $(0.53 \sim 0.55)d_c$,以改善承载索和鞍座槽部的受力,减小磨损。鞍座槽部最好设置尼龙衬垫,以减小承载索的摩擦阻力和增大拉紧区段的长度。

当承载索在支架处的最大折角超出摇摆鞍座的许用范围时,可改选用固定鞍座。

在拉紧区间站内设置的固定鞍座,要求具有20m以上的并尽可能大的曲率半径,以提高货车通过的平稳性。

6.2.5 拉紧区段划分

在一个拉紧区段内,承载索的摩擦力总和,不宜超过承载索平均拉力的25%。它与拉紧区段的长度、拉紧系统的安装方式、支架鞍座的阻力系数、线路均布载荷大小、线路侧型,以及摩擦力的同向性等因素有关。

实践经验和理论研究证明,承载索在各支架上的摩擦力,在相同时间内是非同向的,不能简单地按同一方向叠加计算。某条索道的参数和支架配置一经确定,应用动态拉力电算程序,该条索道非同向系数的变化范围或最大值是可以计算出来的,考虑这种情况就可求出最合理的拉紧区段的长度。

增加拉紧区段的长度可以减少中间环节,提高索道的可靠性,国产密封绳的供货长度已可达3000m以上,因此在设计上应该采用尽可能长的拉紧区段。

拉紧区段的最大长度一般受重车侧允许长度限制,可按下列式计算:

$$L_{\max} \approx \frac{W \left(0.25 - C - 2\mu \sin \frac{\alpha_0 + \alpha_n}{2} \right) + q' H \left(0.125 - \mu \sin \frac{\alpha_0 + \alpha_n}{2} \right)}{K_{\max} \mu q_{os}} \quad (2-6-12)$$

$$H = E_n - E_0$$

式中 $L_{\max}$ ——拉紧区段长度, m;

W ——重车侧承载索拉紧重锤的重力, N;

C ——拉紧系统阻力系数,滑动轴承拉紧轮取0.05~0.06,滚动轴承拉紧轮取0.04~0.045,滚子链取0.025~0.03;

μ ——承载索与鞍座的摩擦系数,密封绳与钢衬鞍座取0.12,密封绳与尼龙衬或青铜衬鞍座取0.1^①;

α_0 ——承载索由拉紧轮至站口偏斜鞍座的角度,并规定向上的为正角,反之为负角, ($^\circ$)^②;

① 承载索与鞍座的摩擦系数在一定范围变化,对于进行和拉力有关的工艺计算一般取下限值,而对于进行支架载荷的计算则取上限值。

② 拉紧轮至站口偏斜鞍座连线形成一立体角,对于近似计算,可忽略水平偏角直接以立面角代入计算。

α_n ——锚固端承载索由站口偏斜鞍座至相邻第一支架的弦倾角, 正负角规定同 α_0 , ($^\circ$);

H ——拉紧区段的高差, 在拉紧区段确定之前可接近似值代入计算, m;

E_0 ——拉紧轮处标高, m;

E_n ——锚固端偏斜鞍座顶标高, m;

q_0' ——重车侧承载索每米重力, N/m;

q_{0n} ——包括承载索的重车侧的均布载荷, N/m;

K_{max} ——非同向系数最大值^①。

在索道的一个传动区段内, 如果地形平坦或坡度比较均匀, 则将传动区段分成几个相同长度的拉紧区段, 每段的长度接近并略小于 L_{max} , 如果地形复杂, 根据具体地形求 L_{max} , 并确定合适的拉锚站位置, 使拉紧区段的划分趋向合理。

6.2.6 承载索重锤有效行程

承载索重锤的有效行程按下式计算:

$$\begin{aligned} \Delta S &= \Delta S_1 + \Delta S_2 + \Delta S_3 + \Delta S_4 + \Delta S_5 & (2-6-13) \\ \Delta S_1 &= -\frac{1}{24} \left[\frac{(q_0 + q)^2}{T_1^2} - \frac{q_0}{T_1^2} \right] \sum \frac{l}{\cos^3 \alpha} \\ \Delta S_2 &= \frac{T_2 - T_1}{EF} \sum \frac{l}{\cos \alpha} \\ T_1 &= (1 - C)W - \frac{\mu q_0 L}{2} \pm \frac{q_0 H}{2} \\ T_2 &= (1 + C)W + \frac{\mu(q_0 + q)L}{2} \pm \frac{q_0 H}{2} \\ \Delta S_3 &= 1.1 \times 10^{-5} \Delta t \sum \frac{l}{\cos \alpha} \\ \Delta S_4 &= 0.0007 \sum \frac{l}{\cos \alpha} \\ \Delta S_5 &= 0.5 \sim 1.0 \end{aligned}$$

式中 ΔS_1 ——承载索从空索状态变为满载状态的重锤上升量, m;

ΔS_2 ——承载索拉力变化引起的弹性伸长, m;

T_1 ——空索时承载索的最小平均拉力, N;

T_2 ——满载时承载索的最大平均拉力, N;

ΔS_3 ——承载索的温度伸长, m;

ΔS_4 ——承载索的残余伸长, m;

ΔS_5 ——为计算误差而留的余量, m;

q_0 ——承载索每米重力, N/m;

q ——线路均布载荷, 重车侧用 q_0 代, 空车侧用 q_0' 代, N/m;

Δt ——当地最大温差, $^\circ\text{C}$;

E ——承载索的弹性模数, $E = 1.6 \times 10^5 \text{ MPa}$;

F ——承载索的金属断面积, mm^2 ;

① 在未能用电算获得 K_{max} 之前, 我国一些新设计索道已用过 $K = 0.8$ 的非同向系数进行设计。

$\sum \frac{l}{\cos \alpha}$ ——拉紧区段各跨间弦线长度总和, m;

其余符号同公式(2-6-12)。

亦可按下列经验公式计算:

$$\Delta S \geq 2.5 + \frac{L-1200}{1000} \quad (2-6-14)$$

式中 ΔS ——承载索重锤的有效行程, m;

L ——拉紧区段长度, m。

6.3 牵引索及其设备选择

6.3.1 牵引索的结构

牵引索一般选用 6×7 同向捻钢丝绳, 这种钢丝绳表面丝粗, 耐磨性较好, 断丝显示率较高, 便于检查和维护; 结构紧密, 容易编结, 接头不易变形。

对大运量双线索道, 牵引索直径较大时, 可以考虑采用柔性较好、表层丝不小于 2 mm 的 $6X(19)$ 、 $6W(19)$ 或 $6T(25)$ 线接触钢丝绳。

6×19 普通型钢丝绳的钢丝之间形成点接触, 使用效果不好, 因此不推荐采用。

交互捻钢丝绳的表面没有同向捻钢丝绳平滑, 前者的弯曲疲劳寿命和抗挤压性能均不如后者, 因此, 牵引索只能采用同向捻, 禁止采用交互捻。

牵引索的公称抗拉强度一般选用 1370~1520 MPa, 在大高差或大运量索道中, 可以选用 1670~1820 MPa。

当腐蚀断丝成为牵引索报废的原因之一时, 应采用镀锌钢丝绳。

6.3.2 牵引索的选择计算

6.3.2.1 牵引索最小拉力

牵引索的最小拉力按下式选取:

$$t_{\min} = C q_0 \quad (2-6-15)$$

式中 C ——挠度系数, 取 $C = 600 \sim 1000$, 一般在运量较大或高差较大或驱动机防滑不成问题时取小值, 反之取较大值;

q_0 ——牵引索的每米重力, N/m。

牵引索初拉力选择过小, 将导致货车在线路运行时上坡速度和下坡速度变化大, 事故增多。严重者索道无法正常运行。杨家杖子、西华山和岗美山等索道都曾因拉紧重锤过小出现运输不正常时期。设计应予以注意。但牵引索初拉力过大, 引起对凸起线路段承载索附加压力增加也是不利的。

牵引索的预选公式见(2-6-22)式。

6.3.2.2 牵引索的安全系数

牵引索在最大静拉力下的安全系数应为:

$$n = \frac{t_p}{t_{\max}} \geq 4.5 \quad (2-6-16)$$

① 安全系数综合校核可按公式(2-6-9)和(2-6-11)进行。

式中 f_p ——牵引索的破断拉力, N;

$f_{\max}$ ——牵引索的最大静拉力, 由牵引计算(见本篇6.5.2)求出, N。

6.3.3 牵引索的编结和拉紧

牵引索的编结接头越少越好, 每个编结接头的长度不得小于 $1000d$ 。编结接头的直径增大率不得超过10%, 强度降低率不得大于5%。

由于牵引索拉紧装置尾轮频繁地移动而且尾轮的行程较长。因此牵引索一律采用拉紧索重锤拉紧方式。由于牵引索检修和尾轮定位的需要, 尾轮行程有逐渐加大的趋势, 过去常用的单绳拉紧方案已经难以适应, 建议采用四绳拉紧方案见图(2-6-2)。

6.3.4 有关设备选择

6.3.4.1 驱动轮, 拉紧装置尾轮和各种导向轮

为了提高牵引索的寿命和减少绳轮轮衬的磨损, 绳轮直径与牵引索直径的比值不得小于表2-6-3的规定。

绳轮直径与牵引索直径的比值

表 2-6-3

包角(°)	4~10	>10~20	>20~80	>80
$\frac{D}{d}$	30~40	40~60	60~80	80~100

6.3.4.2 线路托索轮和各种滚轮组

为了控制线路托索轮和各种滚轮组的比压及磨损速率, 每个钢质滚轮的许用包角和许用载荷见表2-6-4。

每个滚轮许用包角和许用载荷

表 2-6-4

滚轮名称	线路托索轮组		水平滚轮组		垂直滚轮组	
滚轮直径(mm)	600	800	150	600	208(凸形)	208(凹形)
每轮许用包角(°)	4	4	2	3	2~3	2~3
每轮许用载荷(N)	6000	8000	2500	5000	800	800

6.3.5 传动区段划分

传动区段的长度一般为1~14km, 高差越小, 线路载荷越小, 牵引索强度越高, 传动区段的长度就越长, 反之则越短。

由于货车的运行阻力与其重力分力相比数值甚小, 因此传动区段的长度基本上受高差的限制, 一个传动区段所允许的最大高差按下式计算:

$$H_{\max} = \frac{q'_0 \left(\varepsilon \frac{\sigma_B}{n} - C \right)}{\left[\frac{A_1 \left(1 + \frac{Q_0}{Q_v} \right)}{3.6v} + q'_0 \right] \left(1 \pm \frac{f_p}{\tan \alpha} \right)} \quad (2-6-17)$$

式中 $H_{\max}$ ——一个传动区段所允许的最大高差, m;

q_0 ——牵引索每米质量, kg/m;

e ——牵引索的结构系数, 6×7 钢丝绳 $e=9.392$, $6 \times (19)$ 钢丝绳 $e=9.585$;

σ_B ——牵引索的公称抗拉强度, MPa;

n ——牵引索的安全系数;

C ——牵引索的挠度系数;

A_t ——小时运输量, t/h;

Q_0 ——空货车重力, N;

Q_s ——有效载荷, N;

v ——货车的运行速度, m/s;

f_0 ——货车的运行阻力系数, 动力运行时取0.0065并用正号, 制动运行时取0.0045并用负号;

α ——传动区段全线的平均倾角, ($^\circ$)。

当传动区段的长度较长或虽然不算很长但线路某段出现较高的凸起地形时, 驱动装置防滑问题不易解决, 此时可在驱动装置牵引索拉力过小的一侧设置辅助重锤, 适当加大牵引索的拉力, (如贵州长冲河索道) 保证索道的正常运行。

在长距离的索道中, 凸起侧型和凹陷侧型往往交互出现。在划分传动区段时, 需要注意: 一、为了保证货车在全线正常运行和顺利挂结及脱开, 各传动段牵引索的直径应相同。二、为了便于设计、制造、安装和生产, 各传动段驱动装置的型号应相同, 驱动功率也应尽量相同。

保证牵引索直径相同的条件式:

$$H \pm f_0 L \left(1 + \frac{Q_0}{Q_s} \right) = \text{const} \quad (2-6-18)$$

保证驱动装置功率相同的条件式:

$$H \pm f_0 L \left(1 + 2 \frac{Q_0}{Q_s} \right) = \text{const} \quad (2-6-19)$$

式中 H ——某一传动区段的高差, m;

L ——某一传动区段的长度, m;

其余符号同(2-6-17)式。

6.3.6 牵引索拉紧装置有效行程

$$\Delta S \geq \Delta S_1 + \Delta S_2 + \Delta S_3 + \Delta S_4 \quad (2-16-20)$$

$$\Delta S_1 = \frac{1}{24} \left(\frac{q_0^2}{t_1^2} - \frac{q_1^2}{T_1^2} \right) \Sigma \frac{l^3}{\cos^3 \alpha} - \frac{\lambda^2 \cos^2 \alpha}{24} \left(\frac{q_0^2}{t_1^2} - \frac{q_1^2}{T_1^2} \right) \Sigma \frac{l}{\cos \alpha}$$

$$\Delta S_2 = \frac{t_1 - t_0}{EF} \Sigma \frac{l}{\cos \alpha}$$

$$\Delta S_3 = 1.1 \times 10^{-5} \Delta t \Sigma \frac{l}{\cos \alpha}$$

$$\Delta S_4 = (0.001 \sim 0.004) \frac{l}{\cos \alpha}$$

$$t_1 = \frac{t_r + t_0 + 2t_0 + \Sigma t_s + \Sigma t_b}{4 + 2n}$$

式中 ΔS ——拉紧装置有效行程, m;

ΔS_1 ——载荷变化引起的牵引索伸长, m;

ΔS_2 ——牵引索拉力变化引起的弹性伸长, m;

ΔS_3 ——牵引索的温差伸长, m;

ΔS_4 ——牵引索的残余伸长, 出厂前经过预拉伸或安装后经过48小时重锤拉紧才进行编结的钢丝绳取小值, 反之取大值, m;

t_0 ——空索时的平均安装拉力, N;

t_1 ——牵引索的初拉力, N;

t_f ——牵引索的平均拉力, N;

t_r ——驱动轮入边拉力, N;

t_o ——驱动轮的出边拉力, N;

Σt_1 ——重车侧特征点拉力和, N;

Σt_2 ——空车侧特征点拉力和, N;

n ——特征点数;

T_f ——承载索的平均拉力, N;

q_1 ——重车侧和空车侧线路均布载荷(包括承载索)总和之半, N;

q_2 ——重车侧和空车侧承载索每米重力总和之半, N;

E ——牵引索的弹性模数, 取 $E = 80000 \text{ MPa}$;

F ——牵引索的金属断面积, mm^2 ;

Δt ——当地最大温差, $^{\circ}\text{C}$;

计算拉紧装置有效行程, 是为了确定重锤架高度或重锤井深度。采用四绳拉紧时, 重锤的位置可根据需要用电动绞车随意调节, 因此, 重锤架高度或重锤井深度可以设计得较小, 而拉紧装置轨道可以设置得较长。

为了便于检修牵引索和避免安装牵引索时二次编结, 设计时应尽量加大拉紧装置轨道的长度, 轨道的长度按下列经验公式计算:

$$\Delta S \geq 15 + \frac{L' - 3000}{1000} \quad (2-6-21)$$

式中 ΔS ——拉紧装置轨道的长度, m;

L' ——传动区段的斜长, m;

6.4 拉紧索及其设备选择

6.4.1 拉紧索的结构

应根据拉紧索所处的不同工作状态来选择其结构形式, 一般双线循环式索道承载索拉紧重锤基本处于移动较小的工作状态, 其拉紧索很少损坏, 选用普通的 6×37 或 6×61 钢丝绳已能满足要求。而对于往复式双线索道, 拉紧索经常在导向轮附近反复折绕, 而疲劳损坏。从这种工作条件出发, 应该选用柔性、抗挤压性和不旋转性好的、与拉紧轮轮槽接触面积大的钢丝绳。因此, 六股绳不如八股绳, 圆形股不如椭圆股和三角股, 单层股不如两层股。目前可以选用 $6\Delta(43)$ 、 $6\ominus(33)$ + $6\Delta(21)$ 等钢丝绳, 有条件时可以选

用特别柔软、抗挤压性优良。在轮槽上的接触面比 6×37 钢丝绳大3.33倍的 $18 \times F_1(22+7)$ 两层股钢丝绳。

牵引系统的拉紧索，是双线循环式索道钢丝绳中最易损坏的部分，当采用单绳拉紧时，应选用 $6X(37)$ 、 $6W(36)$ 和 $6XW(36)$ 线接触钢丝绳。当采用四绳拉紧方案时，应选用 $6T(25)$ 和 $8X(19)$ 同向捻线接触钢丝绳。

拉紧索的捻向，当采用单绳拉紧方案和单层股钢丝绳时，重锤设置导轨并采用同向捻。对于两层股钢丝绳，一般采用交互捻，其自由端不会产生旋转，亦不必设置重锤导轨。

拉紧索的公称抗拉强度一般选用 $1370 \sim 1670 \text{ MPa}$ 。

6.4.2 拉紧索的计算

牵引索的拉紧索规格根据悬挂重锤的重力选择，其安全系数校核与牵引索相似，一般取 $n \geq 5$ ，但承载系统的拉紧索（不包括往复式索道）可取 $n \geq 4.5$ 。

6.4.3 有关设备选择

6.4.3.1 拉紧索导向轮

承载系统的拉紧索导向轮，其直径与绳径之比选 $25 \sim 40$ 。牵引系统拉紧索导向轮，其直径与绳径之比取 $40 \sim 60$ 。侧型平坦、跨距较小而且比较均匀，重锤移动较慢者取小值，侧型起伏较大，重锤端附近出现大跨距，重锤移动较快者取大值。单绳拉紧时取大值，四绳拉紧时取小值。

拉紧轮最好采用滚动轴承，以减小轴承的阻力损失和增大拉紧区段的长度。

6.4.3.2 拉紧重锤

承载索拉紧重锤一般采用内装混凝土块的重锤箱，如果受到空间限制需要降低重锤架高度或减小重锤井深度时，可以考虑采用铸铁块。

牵引索拉紧重锤单绳拉紧时可用混凝土块或铸铁块，四绳拉紧时一般只用铸铁块。

6.5 牵引计算

6.5.1 预选牵引索

在进行牵引计算之前，必须预先求出牵引索的每米质量。索道的基本参数和线路草图一经确定，可按式预选牵引索：

$$q'_0 = \frac{\frac{H A_s}{3.6 \nu} \left(1 \pm \frac{f_0}{\tan \alpha}\right) \left(1 + \frac{Q_0}{Q_s}\right)}{\xi \frac{\sigma_B}{n} - C - H \left(1 \pm \frac{f_0}{\tan \alpha}\right)} \quad (2-6-22)$$

$$\text{或} \quad q'_0 = \left[\frac{H \pm f_0 L}{\xi \frac{\sigma_B}{n} - C - (H \pm f_0 L)} \right] \frac{A_s}{\lambda}$$

式中 q'_0 ——预选牵引索的每米质量， kg/m ，

H ——传动区段的最大高差， m ；

● 《冶金矿山设计参考资料》，冶金工业出版社，1974；及А.И.ДУКЕЛЬСКИЙ，《Подвесные Канатные Дороги и Кабельные Краны》，1966。

L ——最大高差对应点的水平距离, m;

A_s ——重货车质量, kg;

λ ——货车间隔距离, m。

其它符号见式(2-6-17)。

q' 求出后, 按钢丝绳产品样本选择比 q' 偏大的牵引索规格, 以便进行下一步的牵引计算。

6.5.2 牵引阻力和牵引索拉力的计算

6.5.2.1 牵引阻力的计算

牵引阻力是由货车在承载索上的运行阻力和牵引索通过各种导向轮及滚轮组的阻力所组成。

1. 货车在承载索上的运行阻力

$$\Delta t_1 = f_0 q L \quad (2-6-23)$$

2. 牵引索通过导向轮的阻力

$$\Delta t_2 = (C_s + C_g) t \quad (2-6-24)$$

3. 牵引索通过滚轮组的阻力

$$\Delta t_3 = C'_g t \quad (2-6-25)$$

式中 f_0 ——货车的运行阻力系数, 动力运行取0.0065, 制动运行取0.0045;

q ——线路均布载荷, 重车侧为 q_s , 空车侧为 q_k , N/m;

C_s ——导向轮轴承阻力系数, 见表2-6-5;

C_g ——牵引索刚性阻力系数, 见表2-6-8;

C'_g ——滚轮组阻力系数; 见表2-6-7和2-6-8。

t ——在所计算导向轮或滚轮组处的牵引索拉力, N。

6.5.2.2 牵引索拉力的计算

牵引索拉力的计算(图2-6-2), 是由尾部拉紧装置处两边 t_{s0} 或 t_{k0} 开始, 沿着牵引索的闭合环内, 以逐点计算法, 按选定的特征点分别向驱动机方向来进行计算。

特征点的选定方法: 牵引索在站内每绕过一个导向轮或滚轮组就选定一个特征点; 在线路纵断面图上, 当其中曲折点高于或低于传动区段中的驱动站或拉紧站时, 也选定一个特征点。

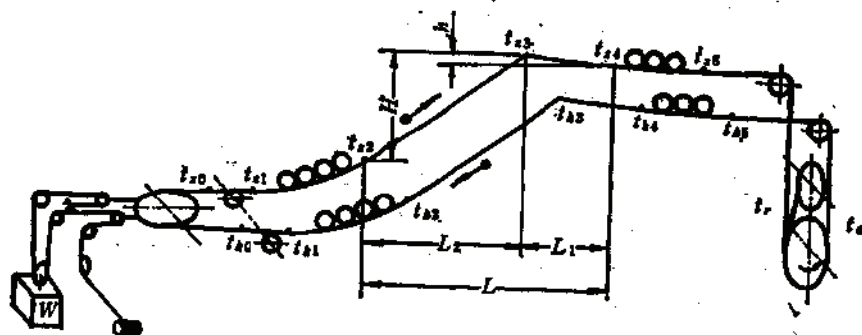


图 2-6-2 牵引计算示意图

轴承阻力系数 $C_x (\mu=0.02)$

表 2-6-5

钢丝绳包角 (°)	导 向 轮 直 径 (mm)									
	1000	1250	1600	2000	2500	3000	3500	4000	5000	6000
5	0.0002	0.0002	0.0002	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001
10	0.0004	0.0003	0.0003	0.0003	0.0003	0.0003	0.0002	0.0002	0.0002	0.0001
15	0.0005	0.0005	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0004	0.0003	0.0003	0.0002
20	0.0007	0.0007	0.0006	0.0006	0.0006	0.0005	0.0005	0.0004	0.0004	0.0003
25	0.0008	0.0008	0.0007	0.0007	0.0007	0.0006	0.0006	0.0005	0.0005	0.0003
30	0.0010	0.0010	0.0009	0.0009	0.0008	0.0007	0.0007	0.0006	0.0005	0.0004
35	0.0011	0.0011	0.0010	0.0010	0.0009	0.0008	0.0008	0.0007	0.0006	0.0005
40	0.0013	0.0013	0.0012	0.0011	0.0011	0.0010	0.0010	0.0008	0.0007	0.0005
45	0.0014	0.0014	0.0013	0.0012	0.0012	0.0011	0.0011	0.0009	0.0008	0.0006
50	0.0016	0.0015	0.0015	0.0014	0.0013	0.0012	0.0012	0.0010	0.0009	0.0007
55	0.0017	0.0017	0.0016	0.0015	0.0014	0.0013	0.0013	0.0012	0.0010	0.0007
60	0.0019	0.0018	0.0017	0.0016	0.0015	0.0014	0.0013	0.0012	0.0011	0.0008
65	0.0020	0.0019	0.0018	0.0017	0.0016	0.0015	0.0014	0.0013	0.0011	0.0009
70	0.0022	0.0021	0.0020	0.0019	0.0018	0.0016	0.0015	0.0014	0.0012	0.0009
75	0.0023	0.0022	0.0021	0.0020	0.0019	0.0017	0.0016	0.0015	0.0013	0.0009
80	0.0024	0.0023	0.0022	0.0021	0.0020	0.0018	0.0017	0.0016	0.0014	0.0010
85	0.0025	0.0024	0.0023	0.0022	0.0021	0.0019	0.0018	0.0017	0.0014	0.0011
90	0.0027	0.0026	0.0025	0.0023	0.0022	0.0020	0.0019	0.0018	0.0015	0.0011
95	0.0027	0.0027	0.0025	0.0024	0.0022	0.0021	0.0020	0.0018	0.0015	0.0012
100	0.0029	0.0028	0.0027	0.0025	0.0023	0.0022	0.0020	0.0019	0.0016	0.0012
105	0.0030	0.0029	0.0027	0.0026	0.0024	0.0022	0.0021	0.0020	0.0017	0.0012
110	0.0031	0.0030	0.0028	0.0027	0.0025	0.0023	0.0022	0.0020	0.0017	0.0013
115	0.0031	0.0030	0.0029	0.0027	0.0026	0.0024	0.0022	0.0021	0.0018	0.0013
120	0.0032	0.0031	0.0030	0.0028	0.0026	0.0024	0.0022	0.0021	0.0018	0.0014
125	0.0033	0.0032	0.0031	0.0029	0.0027	0.0025	0.0024	0.0022	0.0018	0.0014
135	0.0034	0.0033	0.0032	0.0030	0.0028	0.0026	0.0025	0.0023	0.0019	0.0014
145	0.0036	0.0034	0.0033	0.0031	0.0029	0.0027	0.0025	0.0024	0.0020	0.0015
155	0.0036	0.0035	0.0034	0.0032	0.0030	0.0028	0.0026	0.0024	0.0020	0.0015
165至180	0.0037	0.0036	0.0034	0.0032	0.0030	0.0028	0.0027	0.0025	0.0021	0.0016

刚性阻力系数 C_r

表 2-6-6

钢丝绳直径 (mm)	导 向 轮 直 径 (mm)									
	1000	1250	1600	2000	2500	3000	3500	4000	5000	6000
15.0	0.0025	0.0020	0.0015	0.0012	0.0010	0.0008	0.0007	0.0006	0.0005	0.0004
16.0	0.0029	0.0023	0.0017	0.0014	0.0011	0.0009	0.0008	0.0007	0.0005	0.0004
17.0	0.0033	0.0026	0.0020	0.0015	0.0012	0.0010	0.0009	0.0008	0.0006	0.0005
18.5	0.0038	0.0031	0.0023	0.0018	0.0015	0.0012	0.0010	0.0009	0.0007	0.0006
20.5	0.0047	0.0037	0.0028	0.0023	0.0018	0.0015	0.0013	0.0011	0.0008	0.0007
22.5	0.0057	0.0045	0.0034	0.0027	0.0021	0.0016	0.0015	0.0013	0.0010	0.0009
24.5	0.0068	0.0053	0.0041	0.0032	0.0025	0.0021	0.0018	0.0014	0.0012	0.0010
26.5	0.0077	0.0061	0.0047	0.0037	0.0030	0.0025	0.0022	0.0015	0.0014	0.0012
28.0	0.0088	0.0069	0.0053	0.0042	0.0033	0.0027	0.0024	0.0021	0.0016	0.0013
30.0	0.0102	0.0079	0.0061	0.0048	0.0038	0.0032	0.0026	0.0024	0.0019	0.0015
32.0	0.0115	0.0090	0.0069	0.0055	0.0044	0.0036	0.0031	0.0027	0.0021	0.0018

续表

钢丝绳直径 (mm)	导 向 轮 直 径 (mm)									
	1000	1250	1600	2000	2500	3000	3500	4000	5000	6000
34.5	0.0134	0.0105	0.0081	0.0064	0.0050	0.0042	0.0036	0.0031	0.0026	0.0020
36.5	0.0150	0.0118	0.0090	0.0071	0.0056	0.0047	0.0040	0.0035	0.0028	0.0023
39.0	0.0173	0.0135	0.0104	0.0082	0.0066	0.0054	0.0046	0.0040	0.0032	0.0026
43.0	0.0212	0.0168	0.0127	0.0100	0.0079	0.0066	0.0056	0.0049	0.0039	0.0032
47.5	0.0261	0.0204	0.0156	0.0122	0.0097	0.0080	0.0068	0.0059	0.0047	0.0039
52.0	0.0317	0.0246	0.0187	0.0147	0.0116	0.0096	0.0082	0.0071	0.0052	0.0047
56.0	0.0371	0.0288	0.0219	0.0172	0.0135	0.0112	0.0095	0.0083	0.0060	0.0054
60.5	0.0438	0.0339	0.0257	0.0201	0.0158	0.0131	0.0111	0.0097	0.0077	0.0064
65.0	0.0512	0.0394	0.0298	0.0238	0.0184	0.0153	0.0129	0.0112	0.0089	0.0073

φ205 滑轮组阻力系数 C_f

表 2-6-7

滑轮组包角(°)	5	10	15	20	25	30	35	40	45
滑轮组阻力系数	0.005	0.010	0.015	0.020	0.025	0.030	0.035	0.040	0.045

φ800 滑轮组阻力系数 C_f

表 2-6-8

滑轮组包角(°)	15	30	45	60	75	90	105	120	135	150	165	180
滑轮组阻力系数	0.007	0.013	0.020	0.026	0.033	0.039	0.045	0.051	0.057	0.063	0.069	0.074

牵引索在线路上任一特征点的拉力计算:

$$t_n = t_{n-1} \pm qh \pm f_0 qL \quad (2-6-26)$$

式中 t_n ——特征点的拉力, N ;

t_{n-1} ——特征点前一特征点的拉力, N ;

h ——特征点之间的高差, m ;

L ——特征点之间的水平长度, m 。

当计算点高于前一特征点时, qh 取正号,反之取负号当计算的顺序与货车运行方向一致时, $f_0 qL$ 和各种牵引阻力取正号,反之取负号。

以图2-6-2为例,设置车侧和空车侧拉力分别以 t_s 和 t_k 表示,则站内和线路各特征点的拉力,一般可按表2-6-9的步骤计算。

牵引索各特征点拉力计算

表 2-6-9

序 号	重 车 侧	空 车 侧
1	$t_{s1} = W[1 + 0.5(C_s + C_p)]$	$t_{k1} = W[1 - 0.5(C_s + C_p)]$
2	$t_{s2} = t_{s1}[1 + (C_s + C_p)]$	$t_{k2} = t_{k1}[1 - (C_s + C_p)]$
3	$t_{s3} = t_{s2}(1 + C_f)$	$t_{k3} = t_{k2}(1 - C_f)$
4	$t_{s4} = t_{s3} + q_s h + f_0 q_s L$	$t_{k4} = t_{k3} + q_k h - f_0 q_k L$
5	$t_{s5} = t_{s4} - q_s h + f_0 q_s L$	$t_{k5} = t_{k4} - q_k h - f_0 q_k L$
6	$t_{s6} = t_{s5}(1 + C_f)$	$t_{k6} = t_{k5}(1 - C_f)$
7	$t_s = t_{s6}[1 + (C_s + C_p)]$	$t_k = t_{k6}[1 - (C_s + C_p)]$

6.5.2.3 牵引计算的目的

- (1) 计算牵引索的最大拉力,用以验算钢丝绳的安全系数是否满足要求。
- (2) 计算驱动装置入侧边和出侧边牵引索拉力,以选择驱动装置和电动机及验算附着系数。
- (3) 作为选择站内导向轮和站口计算的依据。

6.5.3 拉紧重锤的确定

首先根据公式(2-6-15)确定牵引索的最小拉力 $t_{\min}$,然后求出拉紧装置处牵引索拉力 t_{s0} 或 t_{h0} ,再根据拉紧方式确定牵引索的拉紧重锤 W 。

如果拉紧装置设于线路的最低点,此时, $t_s = t_{\min}$ 。如果拉紧装置不在线路的最低点,则其拉力为:

$$t_s = t_{\min} + q_s h_1 \pm f_s q_s l_1 \quad (2-6-27)$$

式中 l_1 ——拉紧装置与线路最低点的水平距离, m;

f_s ——阻力系数,此时正负号规定如下:从 $t_{\min}$ 至 t_s 其方向和货车运行方向相同时取正号,反之取负号;

h_1 ——拉紧装置与线路最低点的高差, m;

q_s ——重车侧均布载荷, N/m。

根据拉紧方式确定牵引索的拉紧重锤:

四绳拉紧时

$$W = \frac{t_{s0} + t_{h0}}{2} \quad (2-6-28)$$

单绳拉紧时

$$W = t_{s0} + t_{h0} \quad (2-6-29)$$

动滑轮拉紧时

$$W = 2(t_{s0} + t_{h0}) \quad (2-6-30)$$

6.5.4 功率计算

6.5.4.1 线路载荷的三种情况

第一种情况,线路上按设计布满重车和空车,此时形成正常运行的状态。

第二种情况,线路上按上坡区段缺重车或空车,此时出现不利的制动运行状态。

第三种情况,线路上按下坡区段缺重车或空车,此时出现不利的动力运行状态。

对于动力运行的索道,必须计算第一和第三两种情况;对于制动运行的索道,必须计算第一和第二两种情况(均指驱动装置设在上站时);对介于动力和制动运行的索道,必须计算上述三种情况。

6.5.4.2 惯性力的计算

$$J = \left[\frac{(q_s + q_h)L'}{g} + 0.06 \Sigma G + \frac{1.2(GD_1^2 + GD_2^2)t^2}{gD_1^2} \right] \frac{v}{t} \quad (2-6-31)$$

式中 J ——惯性力, N;

g ——重力加速度,

q_s ——重车侧均布载荷, N/m ;

q_k ——空车侧均布载荷, N/m ;

L' ——传动区段的弦线总和, m ;

ΣG ——牵引索闭合环内所有回转轮的总重力, N ;

GD_1^2 ——电动机的飞轮矩, $N \cdot m^2$;

GD_2^2 ——减速器的飞轮矩, $N \cdot m^2$;

i ——驱动装置的总速比;

D_s ——驱动轮的直径, m ;

v ——货车运行速度, m/s ;

t ——启动或制动时间, 一般取 $15 \sim 25 s$, 但不大于 $40 s$ 。

近似地可按式计算:

$$J = 0.1(q_s + q_k)L' \frac{v}{t} \quad (2-6-32)$$

式中符号同前式

6.5.4.3 正常运行时的电动机功率

动力运行

$$N_d = \frac{p_d v}{1000 \eta} \quad (2-6-33)$$

$$p_d = t_r - t_s + \Delta t$$

$$\Delta t = \frac{t_r + t_s}{2} (C_s + C_g)$$

制动运行

$$N_b = \frac{p_b v \eta}{1000} \quad (2-6-34)$$

$$p_b = t_s - t_r - \Delta t$$

式中 N_d ——正常动力运行时的电动机功率, kW ;

N_b ——正常制动运行时的电动机功率, kW ;

p_d ——动力运行时驱动轮上的圆周力, N ;

p_b ——制动运行时驱动轮上的圆周力, N ;

v ——货车的运行速度, m/s ;

η ——驱动装置的传动效率, 动力运行时取 0.85 , 制动运行时取 0.95 。

t_r ——驱动轮上牵引索入侧边的拉力, N ;

t_s ——驱动轮上牵引索出侧边的拉力, N ;

Δt ——驱动轮上牵引索的阻力, N ;

C_s ——驱动轮的轴承阻力系数, (查表2-6-5);

C_g ——牵引索的刚性阻力系数, (查表2-6-6)。

6.5.4.4 不利运行时的电动机功率

动力运行:

$$N'_d = \frac{k p'_d v}{1000 \eta} \quad (2-6-35)$$

$$p'_i = t_r - t_o + \Delta t + \Delta p_o$$

或

$$p'_i = t_r - t_o + \Delta t + \Delta p_o$$

制动运行:

$$N'_i = \frac{K p_o v \eta}{1000}$$

$$p'_i = t_o - t_r - \Delta t + \Delta p_o \quad (2-6-36)$$

或

$$p'_i = t_o - t_r - \Delta t + \Delta p_o$$

式中 K ——电动机功率备用系数, 动力运行时取1.2~1.3, 制动运行或地形比较复杂的动力运行时取1.3~1.4;

p'_i ——下坡缺车时驱动轮上的圆周力, N;

p'_o ——上坡缺车时驱动轮上的圆周力, N;

Δp_o ——重车缺车时圆周力的增加值, 按公式(2-6-37)求, N;

Δp_i ——空车缺车时圆周力的增加值, 按公式(2-6-38)求, N。

重车侧缺车时圆周力的增加值计算:

$$\Delta p_o = (q_o - q_i) h' \pm f_o (q_o - q_i) l' \quad (2-6-37)$$

空车侧缺车时圆周力的增加值计算:

$$\Delta p_i = (q_o - q_i) h' \pm f_o (q_o - q_i) l' \quad (2-6-38)$$

式中 f_o ——货车的运行阻力系数, 当计算方向与货车运行方向一致时, 取正号, 反之取负号;

q_o ——牵引索每米重力, N/m;

l' ——连续不发四个货车的缺车区段水平长度, m,

$$l' = 5\lambda$$

h' ——缺车区段的高差, 如已知缺车区段的平均倾角 α , 则 $h' = l' \tan \alpha$, m。

6.5.4.5 不利运行时的启动和制动功率

启动功率

$$N_{sd} = \frac{(p'_i + J)v}{1000\eta} \quad (2-6-39)$$

制动功率

$$N_{sd} = \frac{(p'_i + J)v\eta}{1000} \quad (2-6-40)$$

6.5.4.6 驱动装置的装机功率

$$\left. \begin{aligned} N &\geq N'_i (\text{或 } N'_o) \\ N &\geq \frac{N_{sd} (\text{或 } N_{sd})}{0.75\gamma} \end{aligned} \right\} \quad (2-6-41)$$

式中 N ——按标准电动机选取的驱动装置的装机功率, kW;

γ ——与电动机型式有关的电动机过载系数, 计算时查电机产品样本。

6.5.5 驱动装置的选择

根据驱动装置的装机功率, 牵引索在驱动装置上出侧边和入侧边的拉力差、拉力和、牵引索直径和运行速度等, 可按机械工业部的标准系列产品(JB2787—79)选择合适的驱动

装置。或者按表2-6-10的缠绕方式自行设计驱动装置。在选择驱动装置时,必须验算在不利运行情况下启动或制动时牵引索在驱动轮上的附着系数。

动力运行、重车侧下坡缺车时:

$$\xi \frac{t'_r + J_r}{t'_r - J_h} < e^{\mu \alpha} \quad (2-6-42)$$

$$t'_r = t_r + \Delta P_r$$

动力运行、空车侧下坡缺车时:

$$\xi \frac{t'_r + J_r}{t'_r - J_h} < e^{\mu \alpha} \quad (2-6-43)$$

$$t'_r = t_r - \Delta P_h$$

制动运行、重车侧上坡缺车时:

$$\xi \frac{t'_r + J_r}{t'_r - J_h} < e^{\mu \alpha} \quad (2-6-44)$$

$$t'_r = t_r + \Delta P_r$$

制动运行、空车侧上坡缺车时:

$$\xi \frac{t'_r + J_r}{t'_r - J_h} < e^{\mu \alpha} \quad (2-6-45)$$

$$t'_r = t_r - \Delta P_h$$

式中 $e^{\mu \alpha}$ ——附着系数,见表2-6-10;

ξ ——附着安全系数,即 $\xi = 1.1$;

t'_r ——不利运行时驱动轮上牵引索入侧边的拉力, N;

t'_h ——不利运行时驱动轮上牵引索出侧边的拉力, N;

ΔP_r ——重车侧缺车时圆周力的增加值, N;

ΔP_h ——空车侧缺车时圆周力的增加值, N;

J_r ——重车侧的惯性力, N;

J_h ——空车侧的惯性力, N;

J_r 、 J_h 按以下式计算:

$$J_r = \left[\frac{q_r l'}{g} + 0.03 \Sigma G + \frac{0.6(GD_1^2 + GD_2^2) i^2}{g D_1^2} \right] \frac{v}{t} \quad (2-6-46)$$

或按近似计算:

$$J_r = 0.1 q_r l' \frac{v}{t} \quad (2-6-47)$$

$$J_h = \left[\frac{q_h l'}{g} + 0.03 \Sigma G + \frac{0.6(GD_1^2 + GD_2^2) i^2}{g D_1^2} \right] \frac{v}{t} \quad (2-6-48)$$

或按近似计算:

$$J_h = 0.1 q_h L' \frac{v}{t} \quad (2-6-49)$$

以上四式符号同公式(2-6-31)。

还应验算牵引索在驱动轮上的比压:

$$P = \frac{t_r + t_h}{D d} < [P] \quad (2-6-50)$$

式中 P ——牵引索在驱动轮上的比压, MPa;

t_r ——驱动轮上牵引索入侧边的拉力, N;

t_0 ——驱动轮上牵引索出侧边的拉力, N;

D ——驱动轮的直径, mm;

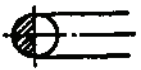
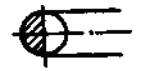
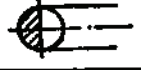
d ——牵引索的直径, mm;

$[P]$ ——衬垫的许用比压, 锌块 $[P]=3.5\text{MPa}$, 半硬聚氯乙烯和特种工程塑料,
 $[P]=2.5\text{MPa}$, 合成橡胶 $[P]=2\text{MPa}$, 硬木 $[P]=1.2\text{MPa}$ 。

根据验算结果, 按表2-6-10选择驱动装置的缠绕方式, 夹钳传动驱动装置和夹盘传动驱动装置, 由于牵引索的工作条件较差, 加上前者磨损较快噪音较大维修费用较高和后者轴向力太大, 这两种型式的驱动装置实际上很少采用。为了改善牵引索的工作条件, 一般选用摩擦传动驱动装置, 选用摩擦传动驱动装置时, 还应尽量选用同向弯曲的缠绕方式即表2-6-10中包角为 1.0π 、 2.0π 和 3.0π 的缠绕方式, 以便延长牵引索寿命。

各种驱动装置的 μ^a

表 2-6-10

传动方式	缠绕方式	包角 α	锌块或硬木衬垫	聚氯乙烯或橡胶衬垫	特种工程塑料衬垫
			$\mu=0.16$	$\mu=0.20$	$\mu=0.24$
摩擦传动		1.0π	1.65	1.87	2.13
		1.5π	2.13	2.57	3.10
		2.0π	2.73	3.51	4.52
		2.5π	3.51	4.81	6.59
		3.0π	4.52	6.59	9.60
夹钳传动		1.0π	当悬吊式夹钳压力角 $=15^\circ$ 时 3.5		
夹盘传动		1.0π	当轴向力/圆周力 $=47$ 时 3.5		

6.6 线路设计

6.6.1 一般要求

6.6.1.1 下部牵引式索道

(1) 索道侧型力求平滑。索道侧型的平滑程度对承载索的耐久性、货车运行的平稳性和索道运行的可靠性影响很大。为了减小牵引索对承载索产生的附加压力, 必须限制支

架的弦折角和承载索在支架上的最大折角。

在凸起地段, 每个支架所承担的弦折角, 通常为 $1^{\circ}30' \sim 2^{\circ}30'$, 最大不得超过 $3^{\circ}30'$ 。

重车侧承载索在每个支架上的最大折角, 通常为 8° 左右, 最大不超过 11° 。在大跨距支架上, 最大折角往往达到 $16^{\circ} \sim 20^{\circ}$, 此时宜采用大曲率半径的带有减磨衬垫的固定鞍座。

(2) 驱动功率应力求均匀。为了避免牵引索拉力和驱动功率的大幅度周期性变动, 同时驶近支架的货车数不得超过同一传动区段内货车总数的 25%。为此, 支架跨度与货车间距之间宜保持下列关系:

$$\frac{L}{\lambda \cos \alpha} = 0.3 \sim 0.4, 0.85, 1.15 \sim 1.3, 1.75, 2.3 \sim 2.6 \text{ 及整数大于 } 0.1 \text{ 和 } 2 \text{ 以及}$$

小数与前述一串尾数相近的其他优先数。

(3) 承载索对鞍座应靠贴可靠。在凹陷地段, 为了降低支架的高度, 往往采用使该支架和相邻支架的弦折线向下凹陷的设计, 承载索的拉力和自下而上的风力有使承载索脱离鞍座的趋势, 此时应该校验承载索对鞍座的靠贴系数。

不计风压时

$$K = \frac{q_0 \left(\frac{l_s}{\cos \alpha_s} + \frac{l_p}{\cos \alpha_p} \right)}{2T_{\max} (\sin \alpha_s + \sin \alpha_p)} \geq 1.2 \quad (2-6-51)$$

计及风压时

$$K = \frac{(q_0 - 1.2d_s P) \left(\frac{l_s}{\cos \alpha_s} + \frac{l_p}{\cos \alpha_p} \right)}{2T_{\max} (\sin \alpha_s + \sin \alpha_p)} \geq 1.05 \quad (2-6-52)$$

式中 K ——承载索对鞍座的靠贴系数;

q_0 ——承载索每米重力, N/m ;

l_s ——支架左侧的跨距, m ;

l_p ——支架右侧的跨距, m ;

α_s ——支架左侧的弦倾角, $(^{\circ})$, 支架左侧的弦线位于水平线的上方时 $\sin \alpha_s$ 取正值, 位于下方时 $\sin \alpha_s$ 取负值。 $\cos \alpha_s$ 永远取正值;

α_p ——支架右侧的弦倾角, $(^{\circ})$, $\sin \alpha_p$ 的正负值取法同 $\sin \alpha_s$, $\cos \alpha_p$ 永远取正值;

$T_{\max}$ ——承载索在空索状态下考虑了摩擦力的最大拉力, N ;

d_s ——承载索的直径, m ;

P ——自下而上的风压, 一般取 $P = 490 Pa$ 。

(4) 站房位置应布置合理。尽量把转角站与传动区段的驱动站及拉紧站或锚固站与装卸站合并, 避免设置造价很高自动转角站。当自动转角站的设置不可避免时, 把自动转角站与拉紧区段的锚固站或拉紧站合并, 合理地划分拉紧区段。锚固站应设置在侧型较高处或承载索拉力较大的凸起地段, 双锚站的高度应尽量压缩, 以便降低沿线一系列支架的高度。

拉紧站应设置在侧型较低处或承载索拉力较小的凹陷地段, 并紧靠于大跨距处, 此时重锤行程可以直接补偿大跨距的长度变化, 避免承载索在较多支架上产生的长距离滑动。

双拉站的高度根据地形或压缩（用来避免出现高支架）或升高（用来配置重锤导轨）。

（5）保证索道线路的安全距离。应按最不利的载荷条件进行计算，并满足表2-3-1的要求。

6.6.1.2 水平牵引式索道

水平牵引式索道的线路设计除遵循下部牵引的一般要求外，还需照顾到如下特点：

（1）水平牵引式索道，承载索与牵引索在线路上平行架设，牵引索的挠度应等于或略略小于承载索的挠度，以便控制货车的横向位置并减小货车在承载索上的轮压。

（2）水平牵引式货车，在线路横向上有承载以及直径较粗，拉力较大的牵引索两点支承，因此比单点支撑的下部牵引式货车运行更为平稳。其横向摆动亦较小。

（3）在确定水平牵引式货车对承载索的轮压时，无需考虑牵引索附加压力和牵引索自身重力的作用，因为牵引索的挠度与承载索一致，其附加压力和自身重力由摇摆鞍座上的托索轮组所承受。

（4）在凸起地段，每个支架所承担的弦角，可比下部牵引式索道路略大一些。当线路较短，线路中有凸起地形时，才应优先考虑采用水平牵引式索道。

（5）当线路较长或地形变化较大时，牵引索不可能与承载索平行架设。此外，水平牵引式索道自动迂回极为困难。因此，水平牵引式索道对地形的适应性不如下部牵引式索道。

6.6.2 支架配置

支架配置的原则是：各支架上的牵引索附加压力应力求最小并接近相等，即支架配置要高处密低处稀，牵引索拉力大的支架其最大折角相对牵引索拉力小的支架其最大折角小些，以便保持承载索应有的寿命。

为了保证货车进站平稳、控制承载索的进站角和出站角，在两端点站和中间站的站口外侧，距偏斜鞍座20~60m左右处应设立一个支架。其它支架则分别按平坦、凸起、凹陷地段的配置要求进行。

6.6.2.1 平坦地段

在平坦地段或坡度均匀的倾斜地段，要求各支架跨距相等，力求各支架受力均匀。支架高度为8~12m，最大折角 $6^{\circ}\sim 8^{\circ}$ ，平均跨距为80~180m，具体数值按下式计算。

$$l_j = \frac{T_j \cos \alpha_j}{q_{os}} (\lg \delta_{\max} \pm \lg \delta_0) \quad (2-6-53)$$

式中 l_j ——平均跨距，m；

α_j ——本地段的平均弦倾角， $(^{\circ})$ ；

$\delta_{\max}$ ——每个支架上的最大折角，平坦地段 $\delta_{\max} = 6\sim 8^{\circ}$ ；

δ_0 ——每个支架上的弦折角， $(^{\circ})$ ，弦折线凹下时取正值，凸起时取负值；

q_{os} ——包括承载索的重车侧均布载荷，N/m；

T_j ——本地段重车侧承载索的拉力，N。

6.6.2.2 凸起地段

凸起地段的配置要求是：各支架的弦折角和最大折角相等或接近相等（见6.6.1.1），支架高度一般为4~5m，跨距不宜小于20m，如果总折角较大而又受到地形限制，可将几

个支架合并成双锚站或曲率半径不小于20m的连环架,此时牵引索的附加压力作用在凸形滚轮组上,通过货车传递到承载索上的牵引索附加压力便能急剧降低。

为了改善索道侧型的平滑程度,凸起地段可根据条件考虑采用开挖边坡、明槽、隧道等措施。

6.6.2.3 凹陷地段

凹陷地段的配置要求是:既要避免出现高支架,又要保证在承载索最大拉力而又无货车的情况下,承载索与鞍座之间保持规定的摩擦系数。为此,常用抛物线纸板配置凹陷地段的支架,抛物线的挠度按下式计算:

$$f = \frac{q_0 l^3}{6(T_A + T_B) \cos^3 \alpha} \quad (2-6-54)$$

式中 T_A, T_B ——无货车时承载索在A点或B点的最大拉力, N;

q_0 ——承载索每米重力, N/m;

l ——跨距, m;

α ——弦倾角, ($^\circ$)。

抛物线的作法见图2-6-3,在AB中点作垂线取 $OE = 2f$,将AE和BE分若干等分,连结11'、22'等线,绘制这些连线的包络线,即得配置支架用的假想抛物线。

C、D两点设立最低支架,如果可以直接跨越凹陷地段,则不必再设中间支架,如果安全距离不够或爬坡角太大,则在凹陷地段内选定合适的点位另设支架。假设在F点设立支架, F点支架顶部标高 E_F 按下式计算:

$$E_F = E_A + x \tan \alpha - \frac{4fx(l-x)}{l^2} \quad (2-6-55)$$

式中 E_A, E_F ——标高, m;

x ——F点距最近一支架的水平距离, m。

其他符号同前式。

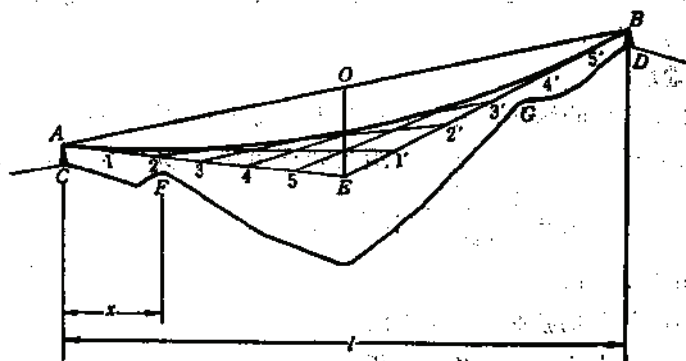


图 2-6-3 抛物线作法

如果F点设立支架还不能跨越凹陷地段,则采用下列方法之一配置支架:

- (1) 在G点设立支架。
- (2) 如仅因G点地形阻碍,开挖边坡或明槽货车即可通过, G点不设支架。
- (3) G点不设支架也不挖方,适当加高F点支架。

(4) 采用上面几种混合方法。

(5) 估计D点对线路侧型设计无影响时, 则可以C、G两点为凹陷地段的两端点, 重新分配支架。

人工配置支架时, 必须经过反复调整和计算, 使支架配置趋近合理并将最终成果列入线路计算表中。电算配置支架时, 输入必要的参数, 程序本身能够自动调整支架高度使之符合设计要求, 并立即打印出满意的结果。

6.6.3 线路计算

6.6.3.1 线路计算的目的

(1) 计算承载索的最大、最小拉力, 用以验算鞍座的摩擦力总和是否超过 $0.25T$, 并检查承载索的安全系数是否符合要求。

(2) 计算承载索在支架上的最小折角, 用以检验承载索在支架鞍座上的靠贴状况^①。

(3) 计算货车紧靠支架时承载索的最大倾角和最小倾角, 用以检查货车的爬坡角是否在允许范围内并求出支架上的垂直, 水平载荷, 以便进行支架的强度设计。

(4) 计算承载索在支架上的最大折角, 用以检验是否超出鞍座的许用范围和各支架上的承受力是否均匀。

(5) 计算各跨间的挠度, 用以检验索道线路下方的安全距离是否符合要求。

6.6.3.2 承载索拉力的计算

承载索在支架鞍座上, 有时向锚固方向滑动, 有时又向拉紧端方向滑动。因此, 计算承载索的拉力时, 必须考虑不同方向摩擦力的影响而产生的最大拉力和最小拉力。

确定承载索在鞍座上的摩擦力时, 采用以下假定:

(1) 被计算的支架, 设左右两侧承载索拉力相等;

(2) 被计算支架上的最大拉力和最小拉力, 都是指承载索全部向锚固端或拉紧端方向滑动。

计算从拉紧端开始, 向锚固端方向推算。

承载索在被算支架上的最大拉力和最小拉力:

$$\begin{aligned} T_{\max} &= T_{(n-1)\max} + \Delta T_{(n-1)} \pm q_0 h \\ T_{\min} &= T_{(n-1)\min} - \Delta T_{(n-1)} \pm q_0 h \end{aligned} \quad (2-6-56)$$

式中 $T_{\max}$ ——承载索在被算支架上的最大拉力, N;

$T_{\min}$ ——承载索在被算支架上的最小拉力, N;

$T_{(n-1)\max}$ ——承载索在被算支架的前一支架上的最大拉力, N;

$T_{(n-1)\min}$ ——承载索在被算支架的前一支架上的最小拉力, N;

q_0 ——承载索每米重力, N/m;

h ——被算支架与前一支架之间的高差, m, 被算支架高于前一支架时取正号, 反之取负号。

$\Delta T_{(n-1)}$ ——承载索在前一支架上的摩擦力, N。

① 在线路计算时采用最小折角检验承载索在支架鞍座上的靠贴较简便, 一般其应不小于 1° 。

$\Delta T_{(n-1)}$ 的计算如下:

前一支承为拉紧轮顶时:

$$\Delta T_{(n-1)} = CW \quad (2-6-57)$$

前一支承为偏斜鞍座时:

$$\Delta T_{(n-1)} = 2\mu T_{(n-1)\max} \sin \frac{\delta'_{(n-1)\max}}{2} \quad (2-6-58)$$

承载索在前一支架上的摩擦力:

$$\Delta T_{(n-1)} = 2\mu T_{(n-1)\max} \sin \frac{\delta_{(n-1)\max}}{2} \quad (2-6-59)$$

C ——拉紧系统的阻力系数, 滑动轴承拉紧轮取0.05~0.06, 滚动轴承拉紧轮取0.04~0.045, 滚子链取0.025~0.03;

W ——承载索拉紧重锤的重力, N;

μ ——承载索与鞍座的摩擦系数, 密封绳与钢衬鞍座取0.12, 密封绳与尼龙衬或青铜衬鞍座0.1;

$\delta_{(n-1)\max}$ ——承载索在前一支架上的最大折角, ($^\circ$);

$\delta'_{(n-1)\max}$ ——承载索在站口偏斜鞍座上的最大合成折角, ($^\circ$);

φ ——承载索在站口偏斜鞍座上的水平偏角, 建议 $\tan \varphi$ 不大于0.15。

6.6.3.3 承载索在支架上的有关角度计算

1. 弦倾角 (图2-6-4)

$$\left. \begin{aligned} \alpha_s &= \tan^{-1} \frac{h_s}{l_s} \\ \alpha_y &= \tan^{-1} \frac{h_y}{l_y} \end{aligned} \right\} \quad (2-6-60)$$

式中 α_s ——被算支架左侧的弦倾角, ($^\circ$), 在计算弦折角时, 支架左侧的弦线位于水平线下方时 α_s 取正值, 反之取负值;

α_y ——被算支架右侧的弦倾角, ($^\circ$), 在计算弦折角时, 支架右侧的弦线位于水平线下方时 α_y 取正值, 反之取负值。

h_s ——左跨的支架高差, m;

h_y ——右跨的支架高差, m;

l_s ——左跨的支架间距, m;

l_y ——右跨的支架间距, m。

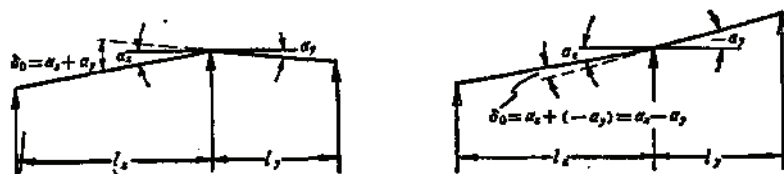


图 2-6-4 弦倾角与弦折角

2. 弦折角如图2-6-4所示, 弦折角按下式计算:

$$\delta_0 = \alpha_s + \alpha_y \quad (2-6-61)$$

式中 δ_0 ——被算支架的弦折角, ($^\circ$), δ_0 为正值时, 表示支架上的弦折线向上凸起。
 δ_0 为负值时, 表示支架上的弦折线向下凹陷;

3. 空索倾角

空索倾角 β_x 和 β_y (图2-6-5), 根据承载索出现最大拉力, 线路上设有货车的条件来确定。

$$\left. \begin{aligned} \beta_x &= \sin^{-1} \frac{q_0 l_x}{2T_{\max}} \pm \alpha_s \\ \beta_y &= \sin^{-1} \frac{q_0 l_y}{2T_{\max}} \pm \alpha_s \end{aligned} \right\} \quad (2-6-62)$$

式中 β_x ——被算支架左侧的空索倾角, ($^\circ$);

β_y ——被算支架右侧的空索倾角, ($^\circ$);

q_0 ——承载索每米重力, N/m;

$T_{\max}$ ——承载索在被算支架上的最大拉力, N;

其余符号同公式(2-6-60)。

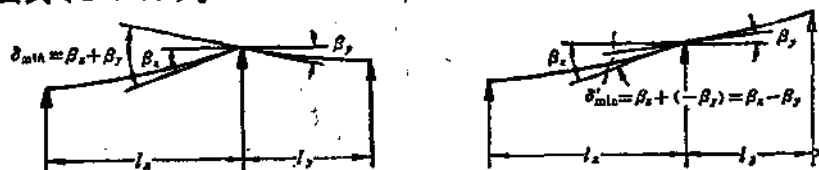


图 2-6-5 空索倾角与最小折角

4. 最小折角

最小折角 $\delta_{\min}$ (图2-6-5), 根据空索倾角的存在条件即承载索出现最大拉力, 线路上没有货车的条件来确定。

$$\delta_{\min} = \beta_x + \beta_y \quad (2-6-63)$$

式中 $\delta_{\min}$ ——被算支架的最小折角, ($^\circ$);

β_x ——被算支架左侧的空索倾角, ($^\circ$);

β_y ——被算支架右侧的空索倾角, ($^\circ$)。

5. 重索倾角

重索倾角(图2-6-6)根据承载索出现最小拉力, 线路上均匀布满货车并有一辆货车紧靠被算支架左侧的条件来确定。

当一辆货车紧靠被算支架的左侧时

$$\left. \begin{aligned} \theta_x &= \sin^{-1} \frac{(1 + r_x) Q \cos \alpha_x + 0.5 q_0 l_x}{T_{\min}} \pm \alpha_s \\ \theta_y &= \sin^{-1} \frac{r_y Q \cos \alpha_y + 0.5 q_0 l_y}{T_{\min}} \pm \alpha_s \end{aligned} \right\} \quad (2-6-64)$$

当一辆货车紧靠被算支架的右侧时

$$\left. \begin{aligned} \theta'_x &= \sin^{-1} \frac{r_x Q \cos \alpha_x + 0.5 q_0 l_x}{T_{\min}} \pm \alpha_s \\ \theta'_y &= \sin^{-1} \frac{(1 + r_y) Q \cos \alpha_y + 0.5 q_0 l_y}{T_{\min}} \pm \alpha_s \end{aligned} \right\} \quad (2-6-65)$$

式中 θ_x ——一辆货车紧靠被算支架左侧时, 被算支架左侧的重索倾角, ($^\circ$);

θ_1 ——一辆货车紧靠被算支架左侧时,被算支架右侧的重索倾角, ($^\circ$);

θ_2 ——一辆货车紧靠被算支架右侧时,被算支架右侧的重索倾角, ($^\circ$);

θ_3 ——一辆货车紧靠被算支架右侧时,被算支架右侧的重索倾角, ($^\circ$);

τ_1 ——左跨的载荷分配系数,根据 $\frac{l_1}{\lambda \cos \alpha_1}$ 的数值查表 2-6-11;

τ_2 ——右跨的载荷分配系数,根据 $\frac{l_2}{\lambda \cos \alpha_2}$ 的数值查表 2-6-11;

Q ——集中载荷, N, 对重车侧用表 2-6-2 中 Q_1 值代, 对空车侧用表 2-6-2 中 Q_2 值代;

q ——承载索每米重力, N/m;

$T_{\min}$ ——承载索在被算支架上的最小拉力, N;

λ ——货车间距, m;

其余符号同公式 (2-6-60)。

载荷分配系数 τ 值表

表 2-6-11

$l/\lambda \cos \alpha$	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
1.0	0.000	0.010	0.020	0.028	0.038	0.048	0.057	0.068	0.074	0.083
1.1	0.091	0.099	0.107	0.115	0.123	0.130	0.138	0.145	0.153	0.160
1.2	0.167	0.174	0.180	0.187	0.194	0.200	0.206	0.213	0.219	0.225
1.3	0.231	0.237	0.242	0.248	0.254	0.259	0.265	0.270	0.276	0.281
1.4	0.286	0.291	0.296	0.301	0.306	0.310	0.315	0.320	0.324	0.329
1.5	0.333	0.338	0.342	0.346	0.351	0.355	0.359	0.363	0.367	0.371
1.6	0.375	0.379	0.383	0.387	0.390	0.394	0.398	0.401	0.405	0.408
1.7	0.412	0.415	0.419	0.422	0.425	0.429	0.432	0.435	0.438	0.441
1.8	0.444	0.448	0.451	0.454	0.457	0.459	0.462	0.465	0.468	0.471
1.9	0.474	0.476	0.479	0.482	0.485	0.487	0.490	0.492	0.495	0.497
2.0	0.500	0.507	0.515	0.522	0.529	0.537	0.544	0.551	0.558	0.565
2.1	0.571	0.578	0.584	0.592	0.598	0.605	0.611	0.618	0.624	0.630
2.2	0.636	0.643	0.649	0.655	0.661	0.667	0.673	0.678	0.684	0.690
2.3	0.696	0.701	0.707	0.712	0.718	0.723	0.729	0.734	0.739	0.745
2.4	0.750	0.755	0.760	0.765	0.770	0.776	0.780	0.785	0.790	0.795
2.5	0.800	0.805	0.810	0.814	0.819	0.824	0.828	0.833	0.837	0.842
2.6	0.846	0.851	0.855	0.859	0.864	0.868	0.872	0.876	0.881	0.885
2.7	0.889	0.893	0.897	0.901	0.905	0.909	0.913	0.917	0.921	0.925
2.8	0.929	0.932	0.936	0.940	0.944	0.947	0.951	0.955	0.958	0.962
2.9	0.966	0.969	0.973	0.976	0.980	0.983	0.986	0.990	0.993	0.997
3.0	1.000	1.007	1.013	1.020	1.026	1.033	1.039	1.046	1.052	1.058
3.1	1.065	1.071	1.077	1.083	1.089	1.095	1.101	1.107	1.113	1.119
3.2	1.125	1.131	1.137	1.142	1.148	1.154	1.160	1.165	1.171	1.176
3.3	1.182	1.187	1.193	1.198	1.204	1.209	1.214	1.220	1.225	1.230
3.4	1.235	1.240	1.246	1.251	1.256	1.261	1.266	1.271	1.276	1.281
3.5	1.286	1.291	1.295	1.300	1.305	1.310	1.315	1.319	1.324	1.329
3.6	1.333	1.338	1.343	1.347	1.352	1.356	1.361	1.365	1.370	1.374
3.7	1.378	1.383	1.387	1.391	1.396	1.400	1.404	1.408	1.413	1.417
3.8	1.421	1.425	1.429	1.433	1.437	1.442	1.446	1.450	1.454	1.458
3.9	1.462	1.465	1.469	1.473	1.477	1.481	1.485	1.489	1.492	1.495
4.0	1.500	1.506	1.512	1.519	1.525	1.531	1.537	1.543	1.549	1.555
4.1	1.561	1.567	1.573	1.579	1.585	1.590	1.596	1.602	1.608	1.613
4.2	1.619	1.625	1.630	1.636	1.642	1.647	1.653	1.658	1.664	1.669
4.3	1.674	1.680	1.685	1.691	1.696	1.701	1.706	1.712	1.717	1.722
4.4	1.727	1.732	1.738	1.743	1.748	1.753	1.758	1.763	1.768	1.773

续表

$l/\lambda \cos \alpha$	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
4.6	1.778	1.783	1.788	1.792	1.797	1.802	1.807	1.812	1.817	1.821
4.6	1.826	1.831	1.835	1.840	1.845	1.849	1.854	1.859	1.863	1.868
4.7	1.872	1.877	1.881	1.886	1.890	1.895	1.899	1.904	1.908	1.912
4.8	1.917	1.921	1.925	1.930	1.934	1.938	1.942	1.947	1.951	1.955
4.9	1.959	1.963	1.967	1.972	1.976	1.980	1.984	1.988	1.992	1.998
5.0	2.000	2.008	2.012	2.018	2.024	2.030	2.036	2.041	2.047	2.053
5.1	2.059	2.065	2.070	2.076	2.082	2.087	2.093	2.099	2.104	2.110
5.2	2.115	2.121	2.126	2.132	2.137	2.143	2.148	2.154	2.159	2.164
5.3	2.170	2.175	2.180	2.186	2.191	2.196	2.201	2.207	2.212	2.217
5.4	2.222	2.227	2.232	2.238	2.243	2.248	2.253	2.258	2.263	2.268
5.5	2.273	2.278	2.283	2.288	2.292	2.297	2.302	2.307	2.312	2.317
5.6	2.321	2.326	2.331	2.336	2.340	2.345	2.350	2.354	2.359	2.364
5.7	2.368	2.373	2.378	2.382	2.387	2.391	2.396	2.400	2.405	2.409
5.8	2.414	2.418	2.423	2.427	2.432	2.436	2.440	2.445	2.449	2.453
5.9	2.458	2.462	2.466	2.470	2.475	2.479	2.483	2.487	2.492	2.496
6.0	2.500	2.506	2.512	2.517	2.523	2.529	2.535	2.540	2.546	2.552
6.1	2.557	2.563	2.569	2.574	2.580	2.585	2.591	2.596	2.602	2.607
6.2	2.613	2.618	2.624	2.629	2.635	2.640	2.645	2.651	2.656	2.661
6.3	2.667	2.672	2.677	2.682	2.688	2.693	2.698	2.703	2.708	2.714
6.4	2.719	2.724	2.729	2.734	2.739	2.744	2.749	2.754	2.759	2.764
6.5	2.769	2.774	2.779	2.784	2.789	2.794	2.799	2.804	2.809	2.813
6.6	2.818	2.823	2.828	2.833	2.837	2.842	2.847	2.852	2.856	2.861
6.7	2.866	2.870	2.875	2.880	2.884	2.889	2.893	2.898	2.903	2.907
6.8	2.912	2.916	2.921	2.925	2.930	2.934	2.939	2.943	2.948	2.952
6.9	2.957	2.961	2.965	2.970	2.974	2.978	2.983	2.987	2.991	2.996
7.0	3.000	3.006	3.011	3.017	3.023	3.028	3.034	3.040	3.045	3.051
7.1	3.056	3.062	3.067	3.073	3.078	3.084	3.089	3.095	3.100	3.106
7.2	3.111	3.117	3.122	3.127	3.133	3.138	3.143	3.149	3.154	3.159
7.3	3.164	3.170	3.175	3.180	3.185	3.190	3.196	3.201	3.206	3.211
7.4	3.216	3.221	3.226	3.231	3.237	3.242	3.247	3.252	3.257	3.262
7.5	3.267	3.272	3.277	3.282	3.286	3.291	3.296	3.301	3.306	3.311
7.6	3.316	3.321	3.325	3.330	3.335	3.340	3.345	3.349	3.354	3.359
7.7	3.364	3.368	3.373	3.378	3.382	3.387	3.392	3.396	3.401	3.406
7.8	3.410	3.415	3.419	3.424	3.429	3.433	3.438	3.442	3.447	3.451
7.9	3.456	3.460	3.465	3.469	3.474	3.478	3.482	3.487	3.491	3.496
8.0	3.500	3.506	3.511	3.517	3.522	3.528	3.533	3.539	3.545	3.550
8.1	3.556	3.561	3.567	3.572	3.577	3.583	3.588	3.594	3.599	3.604
8.2	3.610	3.615	3.620	3.626	3.631	3.636	3.642	3.647	3.652	3.657
8.3	3.663	3.668	3.673	3.678	3.683	3.689	3.694	3.699	3.704	3.709
8.4	3.714	3.719	3.724	3.730	3.735	3.740	3.745	3.750	3.755	3.760
8.5	3.765	3.770	3.775	3.780	3.785	3.789	3.794	3.799	3.804	3.809
8.6	3.814	3.819	3.824	3.829	3.833	3.838	3.843	3.848	3.853	3.857
8.7	3.862	3.867	3.872	3.876	3.881	3.886	3.890	3.895	3.900	3.904
8.8	3.909	3.914	3.918	3.923	3.928	3.932	3.937	3.941	3.946	3.951
8.9	3.955	3.960	3.964	3.969	3.973	3.978	3.982	3.987	3.991	3.996
9.0	4.000	4.006	4.011	4.017	4.022	4.028	4.033	4.039	4.044	4.050
9.1	4.055	4.060	4.066	4.071	4.077	4.082	4.087	4.093	4.098	4.103
9.2	4.109	4.114	4.119	4.125	4.130	4.135	4.140	4.146	4.151	4.156
9.3	4.161	4.166	4.172	4.177	4.182	4.187	4.192	4.197	4.203	4.208
9.4	4.213	4.218	4.223	4.228	4.233	4.238	4.243	4.248	4.253	4.258
9.5	4.263	4.268	4.273	4.278	4.283	4.288	4.293	4.298	4.303	4.308
9.6	4.313	4.317	4.322	4.327	4.332	4.337	4.342	4.346	4.351	4.356
9.7	4.361	4.366	4.370	4.375	4.380	4.385	4.389	4.394	4.399	4.403
9.8	4.408	4.413	4.418	4.422	4.427	4.431	4.436	4.441	4.445	4.450
9.9	4.455	4.459	4.464	4.468	4.473	4.477	4.482	4.486	4.471	4.495

续表

$l/\lambda \cos \alpha$	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
10.0	4.500	4.505	4.511	4.516	4.522	4.527	4.533	4.538	4.544	4.549
10.1	4.554	4.560	4.565	4.571	4.576	4.581	4.587	4.592	4.597	4.603
10.2	4.608	4.613	4.618	4.624	4.629	4.634	4.639	4.645	4.650	4.655
10.3	4.660	4.665	4.671	4.676	4.681	4.686	4.691	4.696	4.701	4.706
10.4	4.712	4.717	4.722	4.727	4.732	4.737	4.742	4.747	4.752	4.757
10.5	4.762	4.767	4.772	4.777	4.782	4.787	4.792	4.797	4.802	4.806
10.6	4.811	4.816	4.821	4.826	4.831	4.836	4.841	4.845	4.850	4.855
10.7	4.860	4.865	4.869	4.874	4.879	4.884	4.888	4.893	4.898	4.903
10.8	4.907	4.912	4.917	4.922	4.926	4.931	4.936	4.940	4.945	4.949
10.9	4.954	4.959	4.963	4.968	4.973	4.977	4.982	4.986	4.991	4.995
11.0	5.000	5.005	5.011	5.016	5.022	5.027	5.033	5.038	5.043	5.049
11.1	5.054	5.059	5.065	5.070	5.075	5.081	5.086	5.091	5.097	5.102
11.2	5.107	5.112	5.118	5.123	5.128	5.133	5.139	5.144	5.149	5.154
11.3	5.159	5.164	5.170	5.175	5.180	5.185	5.190	5.195	5.200	5.205
11.4	5.211	5.216	5.221	5.226	5.231	5.236	5.241	5.246	5.251	5.256
11.5	5.261	5.266	5.271	5.276	5.281	5.286	5.291	5.296	5.301	5.305
11.6	5.310	5.315	5.320	5.325	5.330	5.335	5.340	5.344	5.349	5.354
11.7	5.359	5.364	5.369	5.373	5.378	5.383	5.388	5.393	5.397	5.402
11.8	5.407	5.412	5.416	5.421	5.426	5.430	5.435	5.440	5.444	5.449
11.9	5.454	5.458	5.463	5.468	5.472	5.477	5.482	5.486	5.491	5.495
12.0	5.500	5.505	5.510	5.516	5.522	5.527	5.532	5.538	5.543	5.548
12.1	5.554	5.559	5.564	5.570	5.575	5.580	5.586	5.591	5.596	5.601
12.2	5.607	5.612	5.617	5.622	5.627	5.633	5.638	5.643	5.648	5.653
12.3	5.659	5.664	5.669	5.674	5.679	5.684	5.689	5.694	5.700	5.705
12.4	5.710	5.715	5.720	5.725	5.730	5.735	5.740	5.745	5.750	5.755
12.5	5.760	5.765	5.770	5.775	5.780	5.785	5.790	5.795	5.800	5.805
12.6	5.810	5.814	5.819	5.824	5.829	5.834	5.839	5.844	5.849	5.853
12.7	5.858	5.863	5.868	5.873	5.878	5.882	5.887	5.892	5.897	5.901
12.8	5.908	5.911	5.916	5.920	5.925	5.930	5.935	5.939	5.944	5.949
12.9	5.953	5.958	5.963	5.968	5.972	5.977	5.981	5.986	5.991	5.995
13.0	6.000	6.005	6.011	6.016	6.021	6.027	6.032	6.037	6.042	6.048
13.1	6.053	6.059	6.064	6.069	6.075	6.080	6.085	6.090	6.096	6.101
13.2	6.106	6.111	6.116	6.122	6.127	6.132	6.137	6.142	6.148	6.153
13.3	6.158	6.163	6.168	6.173	6.178	6.184	6.189	6.194	6.199	6.204
13.4	6.209	6.214	6.219	6.224	6.229	6.234	6.239	6.244	6.249	6.254
13.5	6.259	6.264	6.269	6.274	6.279	6.284	6.289	6.294	6.299	6.304
13.6	6.309	6.314	6.319	6.324	6.328	6.333	6.338	6.343	6.348	6.353
13.7	6.358	6.363	6.367	6.372	6.377	6.382	6.387	6.391	6.396	6.401
13.8	6.406	6.411	6.415	6.420	6.425	6.430	6.434	6.439	6.444	6.449
13.9	6.453	6.458	6.463	6.467	6.472	6.477	6.481	6.486	6.491	6.495
14.0	6.500	6.505	6.511	6.516	6.521	6.527	6.532	6.537	6.543	6.548
14.1	6.553	6.558	6.564	6.569	6.574	6.580	6.585	6.590	6.595	6.600
14.2	6.606	6.611	6.616	6.621	6.626	6.632	6.637	6.642	6.647	6.652
14.3	6.657	6.662	6.668	6.673	6.678	6.683	6.688	6.693	6.698	6.703
14.4	6.708	6.713	6.718	6.723	6.729	6.734	6.739	6.744	6.749	6.754
14.5	6.759	6.764	6.769	6.774	6.779	6.784	6.788	6.793	6.798	6.803
14.6	6.808	6.813	6.818	6.823	6.828	6.833	6.838	6.843	6.847	6.852
14.7	6.857	6.862	6.867	6.872	6.877	6.881	6.886	6.891	6.896	6.901
14.8	6.905	6.910	6.915	6.920	6.925	6.929	6.934	6.939	6.944	6.948
14.9	6.953	6.958	6.962	6.967	6.972	6.977	6.981	6.986	6.991	6.995

注: 表中, l —— 两支架间的水平距离, m;
 λ —— 相邻两货车沿弦线的距离, m;
 α —— 两支架间的弦倾角, ($^{\circ}$).

θ_s 、 θ_y 、 θ'_s 和 θ'_y 均需要进行计算,以便检查货车的爬坡角是否在允许的范围內。

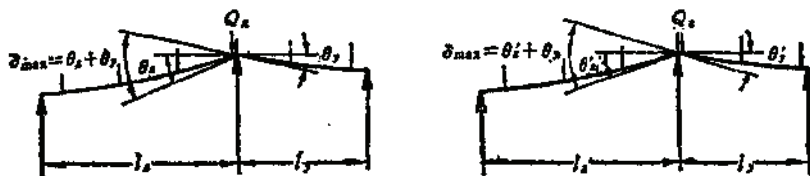


图 2-6-6 重索倾角与最大折角

6. 最大折角

最大折角 $\delta_{\max}$ (图2-6-6), 根据重索倾角的存在条件即承载索出现最小拉力, 线路上均匀布满货车并有一辆货车紧靠被算支架左侧或右侧的条件来确定。

当一辆货车紧靠被算支架的左侧时

$$\delta_{\max} = \theta_s + \theta_y \quad (2-6-66)$$

当一辆货车紧靠被算支架的右侧时

$$\delta_{\max} = \theta'_s + \theta'_y \quad (2-6-67)$$

被算支架的最大折角 $\delta_{\max}$, 应该选择上列两式中的较大值。根据选定的 $\delta_{\max}$, 得出被算支架的 ΔT , 加上或减去被算支架与后一支架之间的 $q_0 h$, 便能求出承载索在后一支架上的最大拉力和最小拉力, 作为计算后一支架各种角度和不同载荷的基本依据。

6.6.3.4 支架载荷计算

承载索作用在被算支架上的载荷 R , 可分解成垂直载荷 R_v 和水平载荷 R_h , 前者使支架产生偏心压缩, 后者使支架产生弯曲和扭转。

垂直载荷

$$\left. \begin{aligned} R_v &= T_{\min} (\sin Q_s + \sin Q_y) \\ R_v &= T_{\min} (\sin Q'_s + \sin Q'_y) \end{aligned} \right\} (2-6-68)$$

水平载荷

$$\left. \begin{aligned} R_h &= T_{\min} (\cos \theta_s - \cos \theta_y) \pm \mu' T_{\min} (\sin \theta_s + \sin \theta_y) \\ R_h &= T_{\min} (\cos \theta'_s - \cos \theta'_y) \pm \mu' T_{\min} (\sin \theta'_s + \sin \theta'_y) \end{aligned} \right\} (2-6-69)$$

式中 R_v ——承载索作用在被算支架上的垂直载荷, N。选择联立两式中的较大值,

R_h ——承载索作用在被算支架上的水平载荷, N。选择联立两式中的较大值; 如 $\theta_s < \theta_y$, 则静态承载索合力指向支架左侧, 摩擦力 $[\pm \mu' T_{\min} (\sin \theta_s + \sin \theta_y)]$ 不定向, 需经组合后才能求出最大水平载荷及指向。

$T_{\min}$ ——承载索在被算支架上的最小拉力, N;

μ' ——设计支架时所用的承载索与鞍座之间的摩擦系数, 密封绳与钢衬座取0.22, 密封绳与尼龙衬或青铜衬鞍座取0.17。 μ' 的正负号与 $(\cos \theta_s - \cos \theta_y)$ 或 $(\cos \theta'_s - \cos \theta'_y)$ 的正负号一致。

6.6.3.5 承载索挠度计算

为了检查索道线路与下方障碍物之间的界限尺寸。可按下式计算某一跨距内任意考察点的挠度 (此时, 在均匀布满的重车中, 有一辆重车正好运行到考察点的上方)。

$$f_0 = \frac{x(l-x)}{2T_1 \cos \alpha} \left(\frac{q_0}{2 \cos \alpha} + \frac{KQ_0}{l} \right) \quad (2-6-70)$$

式中 f_0 ——考察点的挠度, m;

l ——跨距, m;

x ——考察点与最近支架的平距, m;

T_1 ——两支架上承载索最小拉力的平均值, N;

α ——两支架之间的弦倾角 ($^\circ$);

q_0 ——承载索每米重力, N/m;

Q_0 ——重车侧集中载荷, N;

K ——挠度系数, 其计算如下:

$$K = 1 + m \left(1 - \frac{1+m}{2x} \lambda \cos \alpha \right) + n \left[1 - \frac{1+n}{2(l-x)} \lambda \cos \alpha \right] \quad (2-6-71)$$

当 $x < \lambda \cos \alpha$ 时, $m = 0$;

当 $x > \lambda \cos \alpha$ 时, $m = \frac{x}{\lambda \cos \alpha}$ (取其整数部分)

当 $l-x < \lambda \cos \alpha$ 时, $n = 0$;

当 $l-x > \lambda \cos \alpha$ 时, $n = \frac{l-x}{\lambda \cos \alpha}$ (取其整数部分)

考察点的挠度求出后, 加上货车的总高度, 再加上挠度的5%或考察点与最近支架的平距的1%。得出货车底的极限最低标高便可检查索道线路与下方障碍物之间的安全距离是否符合表2-3-1的要求。

令 $x = \frac{l}{2}$, 便能求出跨距中点的最大挠度 $f_{\max}$ 。为了保证索道运行的平稳性和保持跨距内重车侧货车与空车侧货车之间的安全距离, 支架间距与最大挠度的比值必须符合以下规定:

$$\frac{l}{f_{\max}} \geq 15 \quad (2-6-72)$$

在一般情况下, 采用2.5m索距时, 只允许选用0.5m³和0.63m³的货车。采用3m索距时, 只允许选用0.8~1.25m³的货车。采用3.5m索距时, 只允许选用1.6~2.5m³的货车。采用4m索距时, 可以选用3.2m³的货车。如果出现500m以上的大跨距时, 还需检查在风力作用下两侧货车是否碰撞。

6.6.3.6 重车侧与空车侧的计算

当满足下列条件时, 只需计算重车侧线路, 否则两侧线路都要计算。

$$\left. \begin{aligned} W_k &< W_0 \cdot \frac{q'_0}{q_0} \\ W_k &\geq W_0 \cdot \frac{Q_0}{Q_k} \end{aligned} \right\} \quad (2-6-73)$$

式中 W_k ——空车侧重锤的重力, N;

W_0 ——重车侧重锤的重力, N;

q'_0 ——空车侧承载索每米重力, N/m;

q_0 ——重车侧承载索每米重力, N/m;

Q_k ——空车侧集中载荷, N;

Q_r ——重车侧集中载荷, N。

6.6.4 计算例题

某双线货运索道, 将高山上的铁矿石向下运输到海边的炼铁厂。线路纵断面见图 2-6-7, 根据下列条件进行各项计算。并将线路计算成果列入线路计算表中。

- | | |
|------------|----------------------|
| (1) 索道平距 | 2020m |
| (2) 索道高差 | 251m |
| (3) 最大年运量 | 1650000t |
| (4) 工作制度 | 330×3×6.5h |
| (5) 松散矿石密度 | 1.87t/m ³ |
| (6) 矿石块度 | ~30mm |

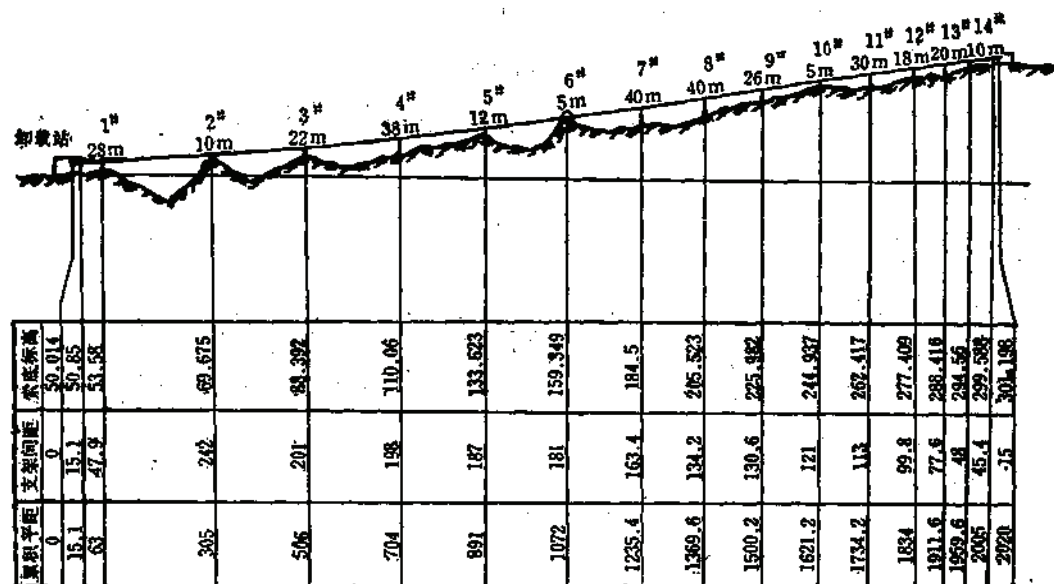


图 2-6-7 某索道纵断面图

6.6.4.1 基本参数的选择和计算

1. 小时运输量

$$A_s = \frac{CA_n}{N_n} = \frac{1.15 \times 1650000}{330 \times 19.5} = 294.87 \approx 300 \text{ t/h}$$

2. 货车的选择

因松散矿石密度较大和矿石块度较小, 故选用容积 0.8m³ 四轮式下部牵引货车。

货车容积 $V = 0.8 \text{ m}^3$

空车装载量 $A_s = V\gamma = 1000 \times 0.8 \times 1.87 = 1500 \text{ kg}$

空车重力 $Q_k = 5296 \text{ N}$

有效载荷 $Q_r = A_s g = 1500 \times 9.81 = 14710 \text{ N}$

重车重力 $Q = Q_k + Q_r = 5296 + 14710 = 20006 \text{ N}$

3. 每小时发车数

$$Z = \frac{1000 A_s}{A_r} = \frac{1000 \times 300}{1500} = 200$$

4. 发车间隔时间

$$t = \frac{3600}{Z} = \frac{3600}{200} = 18s$$

本索道由于运量较大, 物料块度小而且比较松散, 因此采用旋转式装载机。对于旋转式装载机而言, 18秒的发车间隔时间是可行的。

5. 货车运行速度

由于本索道不设自动端点站或自动转角站, 因此选择较高的运行速度以减轻线路均布载荷。

$$v = 3.15m/s$$

6. 货车间距

$$\lambda = vt = 3.15 \times 18 = 56.7m$$

6.6.4.2 预选牵引索

本索道倾角较大, 属于制动运行制, 取 $f_s = 0.0045$ 。

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{H}{L} = \frac{251}{2020} = 0.12426$$

由于索道的运量和高差都较大, 为实现一段传动并控制牵引索直径起见, 牵引索的挠度系数取较小值, 其公称抗拉强度则取较高值。

牵引索的挠度系数

$$C = 600$$

牵引索公称抗拉强度

$$\sigma_s = 1670MPa$$

预选牵引索的每米质量

$$q_s = \frac{H A_s \left(1 \pm \frac{f_s}{\operatorname{tg} \alpha} \right) \left(1 + \frac{Q_s}{Q_r} \right)}{\frac{\sigma_s}{n} - C - H \left(1 \pm \frac{f_s}{\operatorname{tg} \alpha} \right)} = \frac{251 \times 300 \left(1 - \frac{0.0045}{0.12426} \right) \left(1 + \frac{5296}{14710} \right)}{9.392 - \frac{1670}{5} - 600 - 251 \left(1 - \frac{0.0045}{0.12426} \right)}$$

$$= 3.792kg/m$$

牵引索预选如下:

- | | |
|------------|-----------------------|
| (1) 结构 | 6×7纤维芯右向捻 |
| (2) 直径 | 32mm |
| (3) 公称抗拉强度 | 1670MPa |
| (4) 金属断面积 | 403.88mm ² |
| (5) 钢丝直径 | 3.5mm |
| (6) 每米质量 | 3.857kg/m |
| (7) 破断拉力 | 592439N |

6.6.4.3 预选承载索

1. 按寿命条件预选重车承载索

重车轮压

$$R = \frac{t \left(Q + q_s \lambda + 2fs \sin \frac{\theta}{2} \right)}{4}$$

$$= \frac{1.1(20006 + 37.82 \times 56.7 + 0.2 \times 20006)}{4} = 7192N$$

每年车轮当量通过次数

$$N' = 0.7 \times 10^{-4} Z n N = 0.7 \times 10^{-4} \times 4 \times 200 \times 19.5 \times 330 = 3.6036$$

重车侧承载索的最小拉力

$$T_{min} = 40R\sqrt{N'} = 40 \times 7192 \times \sqrt{3.6036} = 546107\text{N}$$

选重车侧承载索的重锤质量60t。

$$W_s = 588399\text{N}$$

预选的重车侧承载索钢丝破断拉力和

$$\Sigma S' = \beta n W_s = 1.3 \times 3.5 \times 588399 = 2677215\text{N}$$

重车侧承载索预选如下

(1) 结构	密封绳
(2) 直径	52mm
(3) 公称抗拉强度	1490MPa
(4) 金属断面积	1850mm ²
(5) Z形丝高度	6mm
(6) 每米质量	15.5kg/m
(7) 钢丝破断拉力总和	2756500N

2.按寿命条件预选空车侧承载索

空车轮压

$$R = \frac{\xi \left(Q_s + q_s \lambda + 2fs \sin \frac{\theta}{2} \right)}{4}$$

$$= \frac{1.1(5296 + 37.82 \times 56.7 + 0.2 \times 5296)}{4} = 2337\text{N}$$

空车侧承载索最小拉力

$$T_{min} = 40R\sqrt{N'} = 40 \times 2337 \times \sqrt{3.6036} = 177454\text{N}$$

为了减少线路维护工作适当加大空车侧承载索,选25t拉紧重锤。重锤重力为。

$$W_s = 245166\text{N}$$

预选的空车侧承载索钢丝破断拉力总和

$$\Sigma S' = \beta n W_s = 1.3 \times 3.5 \times 245166 = 1115505\text{N}$$

空车侧承载索预选如下

(1) 结构	密封绳
(2) 直径	36mm
(3) 公称抗拉强度	1370MPa
(4) 金属断面积	911mm ²
(5) Z形丝高度	5mm
(6) 每米质量	7.64kg/m
(7) 钢丝破断拉力总和	1248070N

$$\therefore W_s \cdot \frac{Q_s}{Q_s'} = 588399 \cdot \frac{5296 + 37.82 \times 56.7}{29006 + 37.82 \times 56.7} = 197645 < W_s$$

$$\text{又 } W_s \cdot \frac{q_s''}{q_s'} = 588399 \cdot \frac{7.64 \times g}{15.5 \times g} = 290023 > W_s$$

满足式(2-6-73)的要求,故本索道无需进行空车侧线路计算。

6.6.4.4 预选牵引索的拉紧索

牵引索的拉紧索,采用四绳拉紧方式,拉紧索的工作拉力约为牵引索破断拉力的一半。本索道牵引索的破断力虽然很大,但在重锤附近的工作拉力却很小,因此按照绝对载荷计算出来的拉紧索难免过

细, 而按照相对载荷即牵引索破断拉力的一半选择出来的拉紧索却是比较合理的。

拉紧索初选如下

- | | |
|------------|-----------------------|
| (1) 结构 | 6T(25)纤维芯右同向捻 |
| (2) 直径 | 24.5mm |
| (3) 公称抗拉强度 | 1370MPa |
| (4) 金属断面积 | 247.89mm ² |
| (5) 最大钢丝直径 | 1.9mm |
| (6) 每米质量 | 2.293kg/m |
| (7) 破断拉力 | 289247N |

6.6.4.5 拉紧区段划分

为了尽量加大拉紧区段的长度, 采用尼龙衬鞍座和滚子链重锤拉紧方式, 重锤设在下站。

滚子链的阻力系数

$$C = 0.03$$

承载索与尼龙衬鞍座的摩擦系数

$$\mu = 0.10$$

因本索道略有凹陷, 设 $\alpha_s + \alpha_n = -6^\circ$

包括承载索在内的重车侧均布载荷

$$q_{ss} = q_s + \frac{Q}{\lambda} + q_0 = 152 + \frac{20006}{56.7} + 37.82 = 542.66 \text{ N/m}$$

拉紧区段长度

$$L = \frac{W_s \left(0.25 - C - 2\mu \sin \frac{\alpha_s + \alpha_n}{2} \right) + q_s H \left(0.125 - \mu \sin \frac{\alpha_s + \alpha_n}{2} \right)}{K_{ss} \mu q_{ss}}$$

$$= \frac{588399 \times \left[0.25 - 0.03 - 2 \times 0.1 \times \sin \left(\frac{-6^\circ}{2} \right) \right] + 152 \times 251 \times \left[0.125 - 0.1 \sin \left(\frac{-6^\circ}{2} \right) \right]}{1 \times 0.1 \times 542.66}$$

$$= 2585 \text{ m}$$

本索道长度为2020m, 因此, 只需设置一个拉紧区段。

6.6.4.6 牵引计算

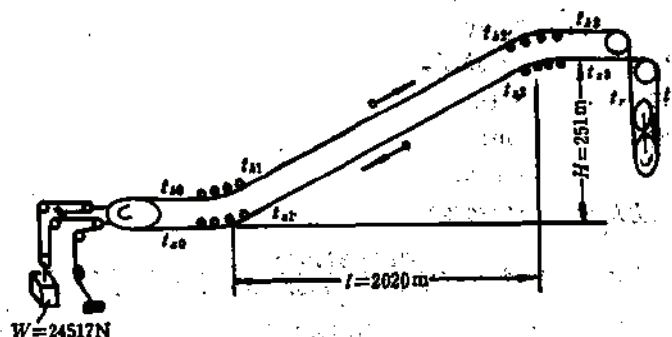


图 2-6-2 牵引计算简图

牵引索重锤的质量

$$W' = C q_s \sim 600 \times 3.857 \sim 2314 \text{ kg}$$

取 $W' = 2500 \text{ kg}$

重车侧均布载荷

$$q_r = \frac{Q}{\lambda} + q_0 = \frac{20006}{56.7} + 37.82 = 390.66 \text{ N/m}$$

空车侧均布载荷

$$q_s = \frac{Q_s}{\lambda} + q_0 = \frac{5296}{56.7} + 37.82 = 131.22 \text{ N/m}$$

φ3000拉紧装置尾轮的阻力系数

$$C_r = 0.0029$$

$$C_s = 0.0036$$

φ600垂直滚轮组在15°包角时的阻力系数

$$C'_r = 0.007$$

φ3000垂直导向轮的阻力系数

$$C_r = 0.0029$$

$$C_s = 0.0036$$

制动运行时货车的运行阻力系数

$$f_r = 0.0045$$

$$t_{r1} = W[1 - 0.5(C_r + C_s)] = 24517[1 - 0.5(0.0029 + 0.0036)] = 24437 \text{ N}$$

$$t_{r2} = t_{r1} - C'_r t_{r1} = 24437 - 0.007 \times 24437 = 24266 \text{ N}$$

$$t_{r3} = t_{r2} + q_r H - f_r q_r l = 24266 + 390.66 \times 251 - 0.0045 \times 390.66 \times 2020 = 118771 \text{ N}$$

$$t_{r4} = t_{r3} - C'_s t_{r3} = 118771 - 0.007 \times 118771 = 117940 \text{ N}$$

$$t_{r5} = t_{r4} - (C_r + C_s) t_{r4} = 117940 - (0.0029 + 0.0036) \times 117940 = 117173 \text{ N}$$

$$t_{s1} = W[1 + 0.5(C_r + C_s)] = 24517 \times [1 + 0.5 \times (0.0029 + 0.0036)] = 24597 \text{ N}$$

$$t_{s2} = t_{s1} + C'_r t_{s1} = 24597 + 0.007 \times 24597 = 24769 \text{ N}$$

$$t_{s3} = t_{s2} + q_s H + f_s q_s l = 24769 + 131.22 \times 251 + 0.0045 \times 131.22 \times 2020 = 58898 \text{ N}$$

$$t_{s4} = t_{s3} + C'_s t_{s3} = 58898 + 0.007 \times 58898 = 59310 \text{ N}$$

$$t_s = t_{s4} + (C_r + C_s) t_{s4} = 59310 + (0.0029 + 0.0036) \times 59310 = 59696 \text{ N}$$

6.6.4.7 功率计算

1. 惯性力的计算

所有回转轮的总重力

$$\Sigma G = 200000 \text{ N}$$

估算功率为240kW的电动机的飞轮矩

$$GD_1^2 = 745 \text{ N} \cdot \text{m}^2$$

相应减速器的飞轮矩

$$GD_2^2 = 121 \text{ N} \cdot \text{m}^2$$

驱动装置总速比

$$i = 48.7$$

驱动轮直径

$$D_s = 3000 \text{ mm}$$

启动或制动时间

$$t = 20 \text{ s}$$

$$J = \left[\frac{(q_r + q_s) L^2}{g} + 0.06 \Sigma G + \frac{1.2(GD_1^2 + GD_2^2) i^2}{g D_1^2} \right] \frac{v}{t} = \left[\frac{(390.66 + 131.22) \times 2040}{9.80665} + 0.06 \times 200000 + \frac{1.2 \times (745 + 121) \times 48.7^2}{9.80665 \times 3^4} \right] \times \frac{3.15}{20} = 23387 \text{ N}$$

2. 正常运行时的电机功率

$\phi 3000$ 双槽立式驱动装置阻力系数

$$C_s = 0.0030 + 2 \times 0.0029 = 0.0088$$

$$G_s = 0.0044 + 2 \times 0.0036 = 0.0116$$

牵引索在驱动轮上的阻力

$$\Delta t = \frac{t_s + t_r}{2} \times (C_s + G_s) = \frac{117173 + 59696}{2} (0.0088 + 0.0116) = 1804 \text{ N}$$

制动运行时驱动轮上的圆周力

$$P_s = t_s - t_r - \Delta t = 117173 - 59696 - 1804 = 55673 \text{ N}$$

正常运行时的电机功率

$$N_s = \frac{P_s V \eta}{1000} = \frac{55673 \times 3.15 \times 0.95}{1000} = 167 \text{ kW}$$

3. 不利运行时的电动机功率

缺车区段长度

$$l' = 5\lambda = 5 \times 56.7 = 283.5 \text{ m}$$

缺车区段高差

$$h' = l' \tan \alpha = 283.5 \times \tan 10^\circ = 49 \text{ m}$$

空车上坡缺车时圆周力的增加值

$$\Delta P_s = (q_s - q_0) \times h' \pm f_s \times (q_s - q_0) l' = (131.22 - 37.82) \times 49 + 0.0045 \times (131.22 - 37.82) \times 283.5 = 4696 \text{ N}$$

上坡缺车时驱动轮上的圆周力

$$P'_s = t_s - t_r - \Delta t + \Delta P_s = 117173 - 59696 - 1804 + 4696 = 60369 \text{ N}$$

不利运行时的电动机功率

$$N'_s = \frac{K P'_s V \eta}{1000} = \frac{1.3 \times 60369 \times 3.15 \times 0.95}{1000} = 235 \text{ kW}$$

4. 不利运行时的制动功率

$$N_{sd} = \frac{(P'_s + J) v \eta}{1000} = \frac{(60369 + 23387) \times 3.15 \times 0.95}{1000} = 251 \text{ kW}$$

5. 驱动装置的装机功率

最终选择JR136-6绕线型异步电动机

$$N = 240 \text{ kW} \quad n = 977 \text{ rpm}$$

$$\gamma = 1.9$$

$$\text{此时 } N > N'_s \text{ 和 } N > \frac{N_{sd}}{0.75\gamma}$$

6.6.4.8 驱动装置的选择

驱动轮上牵引索出侧边拉力

$$t_s = 117173 \text{ N}$$

缺车运行时驱动轮牵引索入侧边拉力

$$t'_s = t_s - \Delta P_s = 59696 - 4696 = 55000 \text{ N}$$

牵引索重车边的惯性力

$$J_s = \left[\frac{q_s l'}{g} + 0.03 \sum G + \frac{0.6(GD_1^2 + GD_2^2) l^2}{g D_1^2} \right] \times \frac{v}{t} = \left[\frac{390.66 \times 2040}{9.80665} + 0.03 \times 200000 + \frac{0.6 \times (745 + 121) \times 48.7^2}{9.80665 \times 3^2} \right] \times \frac{3.15}{20} = 15943 \text{ N}$$

牵引索空车边的惯性力

$$J_k = \left[\frac{q_k L'}{g} + 0.03 \Sigma G + \frac{0.6(GD_1^2 + GD_2^2) \times i^2}{g D_1^2} \right] \times \frac{v}{t} = \left[\frac{131.22 \times 2040}{9.80665} + 0.03 \right. \\ \left. \times 200000 + \frac{0.6 \times (745 + 121) \times 48.7^2}{9.80665 \times 3^2} \right] \times \frac{3.15}{20} = 7443 \text{ N}$$

空车侧上坡缺车并进行制动时应有的附着系数

$$\phi = \frac{t_s + J_s}{t_s' - J_s} = 1.1 \frac{117173 + 15943}{55000 - 7443} = 2.799$$

最终选择带有合成橡胶衬垫的 $\phi 3000$ 双槽立式驱动装置。

该种驱动装置的附着系数

$$\phi^{\text{实}} = 3.51 > 2.799$$

牵引索在驱动轮上的比压

$$P = \frac{t_s + t_s'}{D_s} = \frac{117173 + 59698}{3000 \times 32} = 1.84 \text{ MPa} < 2 \text{ MPa}$$

6.6.4.9 重车侧线路计算

重车侧重锤重力

$$W_s = 588399 \text{ N}$$

重车侧集中载荷

$$Q_s = Q + q_s \lambda = 20006 + 37.82 \times 56.7 = 22150 \text{ N}$$

重车侧承载索每米重力

$$q_s = 152 \text{ N/m}$$

货车间距

$$\lambda = 56.7 \text{ m}$$

承载索在鞍座上摩擦系数

$$\mu = 0.10$$

计算支架用的承载在鞍座上的摩擦系数

$$\mu' = 0.17$$

承载索在滚子链上的摩擦力

$$\Delta T = C W_s = 0.03 \times 588399 = 17652 \text{ N}$$

1. 卸载站站口的计算

$$\alpha_s = \text{tg}^{-1} \frac{h_s}{l_s} = \text{tg}^{-1} \frac{2.519}{15.1} = 9.470391^\circ$$

$$\alpha_s = \text{tg}^{-1} \frac{h_s}{l_s} = \text{tg}^{-1} \frac{2.73}{47.9} = 3.26197^\circ$$

$$\frac{l_s}{\lambda \cos \alpha_s} = \frac{47.9}{56.7 \times \cos 3.26197^\circ} = 0.85$$

查表 2-6-12 得 $\tau_s = 0$

$$q_s h_s = 152 \times 0.836 = 127 \text{ N}$$

$$q_s h_s = 152 \times 2.73 = 415 \text{ N}$$

1) 承载索的最大拉力

$$T_{\max} = W_s + \Delta T \pm q_s h_s = 588399 + 17652 + 127 = 606178 \text{ N}$$

2) 承载索的最小拉力

$$T_{\min} = W_s - \Delta T \pm q_s h = 588398 - 17652 + 127 = 570874 \text{ N}$$

3) 弦折角

$$\theta_1 = \bar{\alpha}_1 + \bar{\alpha}_2 = 9.470391^\circ + (-3.26197^\circ) = 6.208421^\circ$$

4) 空索倾角

$$\beta_1 = \sin^{-1} \frac{q_s l_1}{2T_{\min}} \pm \alpha_1 = \sin^{-1} \frac{152 \times 15.1}{2 \times 570874} + 9.470391^\circ = 9.578862^\circ$$

$$\beta_2 = \sin^{-1} \frac{q_s l_2}{2T_{\min}} \pm \alpha_2 = \sin^{-1} \frac{152 \times 47.9}{2 \times 570874} - 3.26197^\circ = -2.91788^\circ$$

5) 最小折角

$$\theta_{\min} = \beta_1 + \beta_2 = 9.578862^\circ + (-2.91788^\circ) = 6.66098^\circ$$

6) 重索倾角

$$\theta_1 = \sin^{-1} \frac{0.5q_s l_1}{T_{\min}} \pm \alpha_1 = \sin^{-1}$$

$$\frac{0.5 \times 152 \times 15.1}{570874} + 9.470391^\circ = 9.58557^\circ$$

$$\theta_2 = \sin^{-1} \frac{\tau_1 \theta_1 \cos \alpha_1 + 0.5q_s l_2}{T_{\min}} \pm \alpha_2 = \sin^{-1} \frac{0.5 \times 152 \times 47.9}{570874}$$

$$-3.26197^\circ = -2.8966^\circ$$

$$\theta'_1 = \sin^{-1} \frac{0.5q_s l_1}{T_{\min}} \pm \alpha_1 = \sin^{-1} \frac{0.5 \times 152 \times 15.1}{570874}$$

$$+ 9.470391^\circ = 9.58557^\circ$$

$$\theta'_2 = \sin^{-1} \frac{(1 + \tau_2) \cdot Q_2 \cos \alpha_2 + 0.5q_s l_2}{T_{\min}} \pm \alpha_2$$

$$= \sin^{-1} \frac{1 \times 22150 \times \cos 3.26197^\circ + 0.5 \times 152 \times 47.9}{570874} - 3.26197^\circ = -0.67624^\circ$$

7) 最大折角

$$\theta_{\max} = \theta_1 + \theta_2 = 9.58557^\circ + (-2.8966^\circ) = 6.68897^\circ$$

$$\theta'_{\max} = \theta'_1 + \theta'_2 = 9.58557^\circ + (-0.67624^\circ) = 8.90933^\circ$$

取 $\theta_{\max} = 8.90933^\circ$

8) 承载索在偏斜鞍座上的摩擦力

$$\Delta T = 2\mu T_{\min} \sin \frac{\theta'_{\max}}{2} = 2 \times 0.1 \times 570874 \times \sin \frac{8.90933^\circ}{2} = 8868 \text{ N}$$

9) 承载索作用在支架上的载荷

垂直载荷

$$R_1 = T_{\min} (\sin \theta_1 + \sin \theta_2) = 570874 \times [\sin 9.58557^\circ + \sin (-2.8966^\circ)] = 66214 \text{ N}$$

$$R_2 = T_{\min} (\sin \theta'_1 + \sin \theta'_2) = 570874 \times [\sin 9.58557^\circ + \sin (-0.67624^\circ)] = 59781 \text{ N}$$

取 $R_1 = 66214 \text{ N}$

水平载荷

$$R_3 = T_{\min} (\cos \theta_1 - \cos \theta_2) \pm \mu' T_{\min} (\sin \theta_1 + \sin \theta_2) = 570874 \times (\cos 9.58557^\circ - \cos 2.8966^\circ) - 0.17 \times 66214 = 18498 \text{ N}$$

$$R_x = T_{\max}(\cos\theta'_2 - \cos\theta'_1) \pm \mu' T_{\max}(\sin\theta'_2 + \sin\theta'_1) = 570874 \times (\cos 9.58557^\circ - \cos 0.67624^\circ) - 0.17 \times 59781 = -18094 \text{ N}$$

取 $R_x = -18498 \text{ N}$

2. 其他支架的计算

为了保证承载索长期可靠地工作, 本索道采用了等附加压力支架配置法。每个支架的附加压力均控制在 $(0.3 \sim 0.4) Q$ 范围内。

本索道共设14个支架, 支架密度为每千米7个。

各支架的计算结果见表2-6-12。

6.6.4.10 钢丝绳强度校核 (本例题采用了多种方法计算, 以进行比较)

1. 重车侧承载索

承载索锚固端的最大拉力

$$T_{\max} = 765785 \text{ N}$$

$$n = \frac{T_s}{T_{\max}} = \frac{2756500 \times 0.9}{765785} = 3.2 > 3$$

按式(2-6-9)、(2-6-10)和(2-6-11)验算,

承载索在上站站口的最大拉力

$$T_{\max} = 757660 \text{ N}$$

承载索在滚子链上的最大拉力

$$T_{\max} = (1 + C) \times W = (1 + 0.03) \times 588399 = 606051 \text{ N}$$

上站站口偏斜鞍座的曲率半径

$$R = 0.67v^2 = 6.65 \text{ m} \approx 7000 \text{ mm}$$

滚子链的曲率半径

$$R = 4000 \text{ mm}$$

集中载荷

$$Q' = \sqrt{Q^2 + (AP_1)^2} + \lambda \sqrt{q_1^2 + (dP_1)^2} = \sqrt{20006^2 + (2.2 \times 490)^2} + 56.7$$

$$\times \sqrt{37.82^2 + (0.032 \times 295)^2} = 22245 \text{ N}$$

满足式(2-6-9)的条件,

$$\sigma_t = \frac{T_{\max}}{F} = \frac{757669}{1850} = 409.55 \text{ MPa}$$

$$\frac{\sigma_B}{\sigma_t} = \frac{1490}{409.55} = 3.60 > 3.5$$

满足式(2-6-10)的条件

$$\sigma_{s1} = \frac{Q'}{4} \sqrt{\frac{E}{T_{\max} F}} = \frac{22245}{4} \sqrt{\frac{196130}{757669 \times 1850}} = 65.78 \text{ MPa}$$

$$\frac{\sigma_B}{\sigma_t + \sigma_{s1}} = \frac{1490}{409.55 + 65.78} = 3.13 > 3.0$$

选择上站站口和滚子链顶校核式(2-6-11)所要求的条件,

上站站口

$$\sigma_{s2} = E \frac{\delta}{2R} = 196130 \times \frac{6}{2 \times 7000} = 84.06 \text{ MPa}$$

$$\frac{\sigma_B}{\sigma_t + \sigma_{s2}} = \frac{1490}{409.55 + 84.06} = 3.01 > 3.0$$

滚子链顶

重 车 侧 线

支 架	索 底	索底高差	支 架	弦 倾 角	$\frac{l_x}{\lambda \cos \alpha_x}$	r_x		$\Delta T_{(n-1)} = 2\mu T_{(n-1)\max}$
编 号	标 高	h	间 距	$\alpha = \text{tg}^{-1} \frac{h}{l}$	$\frac{l_y}{\lambda \cos \alpha_y}$	r_y	g, h	$\times \sin \frac{\theta_{(n-1)\max}}{2}$
溜子链 槽 顶	48.311	-						17652
卸 载 站	50.85	2.519 +	15.3	9.478891 +	0	0	127 +	3868
站 口		2.73 +	47.9	3.262 +	0.85	0	415 +	7577
1	53.58	16.095 +	242	3.805 +	4.23	1.864	2446 +	10894
2	59.875	18.717 +	201	6.3201 +	3.56	1.315	2845 +	10001
3	68.392	21.668 +	198	6.2453 +	3.42	1.246	3294 +	9613
4	110.06	23.568 +	187	7.1816 +	3.32	1.193	3582 +	9266
5	133.623	25.726 +	181	8.0894 +	3.22	1.137	3910 +	8826
6	159.349	26.151 +	163.4	8.7505 +	2.92	0.973	3823 +	8086
7	184.5	21.023 +	134.2	8.9033 +	2.4	0.76	3195 +	7402
8	205.528	20.459 +	130.6	8.9033 +	2.33	0.712	3110 +	6998
9	225.982	18.955 +	121	8.9033 +	2.16	0.611	2881 +	6531
10	244.937	17.48 +	113	8.7933 +	2.02	0.515	2657 +	6127
11	262.417	14.992 +	99.8	8.5433 +	1.73	0.438	2279 +	5517
12	277.409	11.007 +	77.6	8.0733 +	1.33	0.275	1673 +	4434
13	288.416	6.144 +	48	7.2937 +	0.85	0	934 +	3754
14	294.56	5.028 +	45.4	6.3198 +	0.81	0	764 +	7371*
装 载 站	299.588	1.61 +	15	6.1275 +	0.27	0	246 +	
站 口								
锚 固 端	301.198							

注：有关计算公式和参数如下：

$$\theta_x = \sin^{-1} \frac{(1+r_x)Q_x \cos \alpha_x + 0.5g_x l_x}{T_{\min}} \pm \alpha_x$$

$$\theta'_x = \sin^{-1} \frac{r_x Q_x \cos \alpha_x + 0.5g_x l_x}{T_{\min}} \pm \alpha_x$$

$$\theta_y = \sin^{-1} \frac{r_y Q_y \cos \alpha_y + 0.5g_y l_y}{T_{\min}} \pm \alpha_y$$

$$\theta'_y = \sin^{-1} \frac{(1+r_y)Q_y \cos \alpha_y + 0.5g_y l_y}{T_{\min}} \pm \alpha_y$$

路 计 算 表

表中单位: 长度m, 载荷N, 角度(°) 表 2-6-12

最大拉力 $T_{\max} = T_{(n-1)\max} + \Delta T_{(n-1)} \pm q_0 h$	最小拉力 $T_{\min} = T_{(n-1)\min} - \Delta T_{(n-1)} \pm q_0 h$	折角 $\delta_0 = \alpha_0 + \alpha_1$	空索倾角 $\beta_0 = \sin^{-1} \frac{q_0 l_0}{2T_{\max}} \pm \alpha_0$ $\beta_1 = \sin^{-1} \frac{q_0 l_1}{2T_{\min}} \pm \alpha_1$	θ_0 重索倾角② θ_0	θ_1 重索倾角 θ_1	折角 $\delta_{010} = \beta_0 + \beta_1$	最大折角 $\delta_{\max} = \theta_0 + \theta_1$ 或 $\delta_{\max} = \theta_0' + \theta_1'$	支架垂直 载荷③ R_v	支架水平 载荷④ R_h
$W_x = 588399$									
606178	570874	6.2084	9.5789 -2.9179	9.5856 -2.8968	9.5856 -0.6762	6.661	8.9093	66214	-18498
615461	562421	-0.543	3.6009 -2.0926	5.8866 1.8242	3.6329 4.0917	1.5085	7.7246	75585	-15530
625484	557290	-1.5161	5.49 -3.9206	11.7749 -0.763	9.4862 1.6168	1.5694	11.0119	106303	-29749
639023	549441	-0.9252	6.6899 -4.8959	12.2542 -1.8107	9.9424 0.4965	1.794	10.4435	99627	-29116
652318	542734	-0.9364	7.5671 -5.9333	13.0708 -2.9086	10.7348 -0.5789	1.8338	10.1612	95607	-29545
665513	536703	-0.9077	8.4063 -6.905	13.859 -3.9556	11.5018 -1.6041	1.6003	9.9035	91994	-29907
678688	531348	-0.6611	9.2508 -7.7021	14.6403 -5.1121	12.2651 -2.7428	1.5487	9.5283	87450	-29920
691337	526345	-0.1528	9.7798 -8.058	14.8155 -6.0052	12.4236 -3.6169	1.7218	8.8103	80032	-28130
702618	521454	0	9.735 -8.0939	14.2395 -6.0996	11.8288 -3.6891	1.6411	8.1399	73338	-25465
713130	517162	0	9.7008 -8.1644	14.1609 -6.4024	11.7303 -3.9727	1.5364	7.7585	69312	-24195
723009	513045	0.11	9.6321 -8.1127	13.8736 -6.5747	11.4243 -4.1255	1.5194	7.2989	64711	-22520
732197	509171	0.25	9.4653 -7.9498	13.4967 -6.6098	11.0288 -4.141	1.5155	6.8869	60638	-20818
740593	505333	0.47	9.1301 -7.617	12.9791 -6.7207	10.4915 -4.2314	1.5131	6.2584	54730	-18678
747783	501489	0.7796	8.5252 -7.0142	11.9447 -6.8769	9.4363 -4.2654	1.511	5.0678	44048	-14687
753151	497989	0.9739	7.5712 -6.0573	10.2426 -6.9228	7.7134 -3.3886	1.5139	4.3198	37404	-11596
757669	494999	0.1923	6.5807 -6.0413	9.2689 -5.9955	6.7192 -3.4454	0.5394	3.2732	28169	-8520
765785	487373								

$$R_v = T_{\min}(\sin \theta_0 + \sin \theta_1)$$

$$R_h = T_{\min}(\sin \theta_0' + \sin \theta_1')$$

$$R_S = T_{\min}(\cos \theta_0 - \cos \theta_1) \pm \mu' T_{\min}(\sin \theta_0 + \sin \theta_1)$$

$$R_S = T_{\min}(\cos \theta_0' - \cos \theta_1') \pm \mu' T_{\min}(\sin \theta_0' + \sin \theta_1')$$

$$W_x = 588399 \text{ N}$$

$$\lambda = 56.7 \text{ m}$$

$$Q_s = 22150 \text{ N}$$

$$q_0 = 152 \text{ N/m}$$

$$\mu = 0.10$$

$$\mu' = 0.17$$

$$\sigma_t = \frac{T_{\max}}{F} = \frac{606051}{1850} = 327.6 \text{ MPa}$$

$$\sigma_{s2} = E \frac{\delta}{2R} = 196130 \times \frac{6}{2 \times 4000} = 147.1 \text{ MPa}$$

$$\frac{\sigma_B}{\sigma_t + \sigma_{s2}} = \frac{1490}{327.6 + 147.1} = 3.13 > 3.0$$

2. 牵引索

牵引索在全线的最大拉力

$$T_{\max} = 118771 \text{ N}$$

$$n = \frac{T_p}{T_{\max}} = \frac{592439}{118771} = 4.99 > 4.5$$

再按式(2-6-9)验算:

$$\frac{\sigma_B}{\sigma_t} = \frac{1490}{\frac{118771}{403.88}} = 5.679 > 5.0$$

按式(2-6-8)验算

牵引索合成应力最大处(即 $\phi 3000$ 垂直导向轮与重车侧牵引索出侧边的切点)的最大拉力

$$T_{\max} = 117940 \text{ N}$$

$$\sigma_t = \frac{T_{\max}}{F} = \frac{117940}{403.88} = 292 \text{ MPa}$$

$$\sigma_{s2} = E \frac{\delta}{2R} = 196130 \times \frac{3.5}{2 \times 1500} = 228.82 \text{ MPa}$$

$$\frac{\sigma_B}{\sigma_t + \sigma_{s2}} = \frac{1670}{292 + 228.82} = 3.21 > 3.0$$

3. 牵引索的拉紧索

拉紧索的最大拉力

$$T_{\max} = \frac{t_p}{2} = \frac{24597}{2} = 12299 \text{ N}$$

拉紧轮直径

$$D = 1000 \text{ mm}$$

$$\sigma_t = \frac{T_{\max}}{F} = \frac{12299}{247.89} = 49.61 \text{ MPa}$$

$$\sigma_{s2} = E \frac{\delta}{2R} = 196130 \times \frac{1.6}{2 \times 500} = 313.8 \text{ MPa}$$

$$\frac{\sigma_B}{\sigma_t} = \frac{1370}{49.61} = 27.62 \gg 5.0$$

$$\frac{\sigma_B}{\sigma_t + \sigma_{s2}} = \frac{1370}{49.61 + 313.8} = 3.31 > 3.0$$

6.7 站房设计

6.7.1 站房类别

按双线索道站房在线路上的位置可分为端点站和中间站两类。按站房的用途可分为装载站、卸载站、迂回站、拉紧区间站、传动区间站、转角站、交汇站等七类。由于功能和构造上的不同,各类站房又分出若干不同的形式。

货车进行装卸作业的装载站和卸载站,一般设于索道线路的两端。根据需要,货车也

可在线路上进行空中卸载作业,此时,卸载站仅供货车迂回之用,又称为迂回站。装车站、卸载站和迂回站都有自动和非自动的区别。

拉紧区间站设于承载索各拉紧区段之间的衔接点,分为双锚站、双拉站和拉锚站三种类型。货车通过上述站房时无需脱开牵引索,因此拉紧区间站都是无人值守的。

传动区间站设于传动区段之间的衔接点,分为直通站(当索道线路不转角时)和非自动转角站两种类型。在传动区间站内,将相邻两个传动区段的驱动装置或拉紧装置进行不同的配置组合,又有双驱站、双拉站和驱拉站的区别。由于货车通过这些站房时必须脱开牵引索,因此,凡是传动区间站都是有人值守的非自动中间站。

转角站设于索道线路的转折点。即可设计成两侧货车进站后均脱开牵引索的非自动转角站,亦可设计成一侧货车进站后脱开牵引索而另一侧货车通过站房时不脱开牵引索的半自动转角站,也可设计成两侧货车通过站房时均不脱开牵引索的全自动转角站。全自动转角站又有滚轮组式和导向轮式的区别。

交汇站设于索道线路的分岔点或几条索道的交汇点。交汇站的用途大致分为两类:一、合并不同方向或分散同一方向的单品种货流;二、将多品种货流进行分类或将不同的单品种货流进行混合。

双线索道站房的分类见图2-6-9。

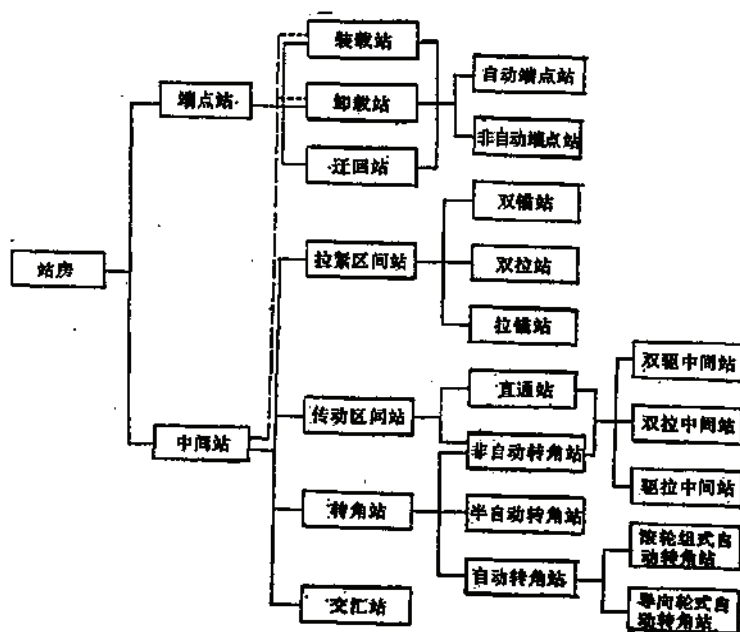


图 2-6-9 双线索道站房分类

6.7.2 站房设计要点

6.7.2.1 端点站

当索道的长度不大于3 km、线路倾角和跨距均较小时,采用自动端点站的设计方案具有减少劳动定员、卸载站能够实现无人管理等优点。当索道的长度、倾角和跨距大于上述范围时,采用货车脱开牵引索的非自动端点站的设计方案更为经济合理。此时为了减少

劳动定员,可适当提高站内机械化水平。

6.7.2.2 中间站

在进行线路设计时,应力求加大传动区段和拉紧区段的长度。尽量避免设置中间站。例如,对于侧形一般、3 km左右长度的索道,习惯的做法是在线路中途设置一个拉锚站或一个双拉站。如果按照杨家杖子钼矿行之有效的两端拉紧的经验,去除中间一个双锚站或双拉站,索道的运行会更加平稳。即消除了一个站房部位的事故。当索道线路较长、中间站的设置不可避免时,应设法减少中间站的数目并将不同类型的中间站进行合并,避免设置单一功能的站房,力争做到一站两用或多用。例如,传动区间站兼做非自动转角站和拉紧区间站或兼做交汇站和拉紧区间站;非自动转角站或半自动转角站兼做中间装载站和拉紧区间站或兼做中间卸载站和拉紧区间站;各种转角站一般均与拉紧区间站相组合,等等。

6.7.2.3 站房平面布置

除转角站和交汇站外的其它站房,如果不是受到衔接关系或地形条件的限制,站房平面的主轴线应尽量保持一直线并与局部地形的等高线大致平行,以简化站内配置和减小站房工程量和土石方挖填量。

6.7.2.4 站内机械化、检修和生活设施

在中、小运量索道中,站内凡是劳动强度较大的作业,如装载、卸载、推车、复位等,都应该实现机械化或自动化。

在站房设计中,应选择一个条件较好的端点站设置检修线路和站内设备运动部件的机修间。机修间内配备必要的机床、钳工工具、砂轮机、电焊机、氧焊设备、接绳工具等并留有一定面积的备品备件的堆放场地,站房的扁轨应延伸到机修间内。货车的吊架和货箱一般在露天场地进行堆放和修理。

在站房设计中,必须考虑设置下列检修设施:检修站内大件设备用的起重梁;检修驱动装置用的起重装置;在毋需搬出重锤块的前提下起吊并支承重锤的专门设备;检查货车运行小车和抱索器用的专用平台;检修钢丝绳用的慢动绞车、滑车组和钢丝绳专用夹具等等。

为了更换承载索和牵引索,设计人员应该特别考虑合适的换绳场地和换绳方法。一般在站房前面通有公路的狭长地带进行更换或编接。为了安全敷设承载索,换绳场地设有夹盘式承载索安装拉力保持装置。为了便于更换牵引索,应配备卷筒式或夹盘式换绳装置以及换绳过程中必需的设备、工具和器材。

此外,为了便于检修索道线路和中间站房,应该配备检修电源、便携式电焊机和一至几辆装载量不小于2 t的客货两用汽车。

如果索道远离配备了生活设施的主要生产车间,应考虑在条件较好的站房附近设置生活间或其它生活设施。

6.7.2.5 驱动装置的设置地点和配置

驱动装置应设置在牵引索拉力最大的端点站上,即对高差较大的高山索道应设置在上部站,高差极小的平原索道应设置在重车到达站(卸载站)上,以便使驱动轮获得最佳的附着条件。在多传动区段索道上,有条件时将相邻两段的驱动装置集中在一个中间站上并采用卧式传动装置,可简化生产管理、减少劳动定员、降低站房高度和节约索道投资。如

果相邻两个传动区段的功率为一正一负时,实践证明,以采用一台驱动装置同时驱动两段的设计方案最为经济合理。对于高差不大不小的索道,在牵引计算允许的前提下,驱动装置的设置地点,可根据供电、检修、交通或生活设施等具体条件,通过方案比较进行确定。

驱动装置设在站内或设在站外驱动机房内各有利弊。索道运量较小牵引索直径较细或驱动装置设在高站房底层或几台驱动装置集中在交汇站内时,采用立式驱动装置将其配置在站外驱动机房内比较适宜。驱动装置的管理、保养和检修都比较方便。索道运量较大牵引索直径较粗、对牵引索的弯曲次数有所限制或驱动装置设在低站房内时,采用卧式驱动装置将其直接配置在站房内比较适宜。近来国外大运量索道已经出现了采用卧式驱动装置直接配置在站内的趋势。

驱动装置无论设在站内还是站外,除维修外,正常生产时可实行无人管理。控制室必须位于能了解生产过程的地点,并采用大面积玻璃窗扩大管理人员的视野。配电设施应设在单独的配电室内,并尽可能靠近驱动装置处。如当地相对湿度大于85%时,配电室内需设除湿设施。

驱动装置设在站外单独机房时,站内导向轮的数量应压缩到最少并吊装在站房横梁上,以免造成站内配置零乱并妨碍其它设备的配置。驱动机房的面积应该足以拆卸和检修驱动装置,大门的尺寸应保证设备的最大部件能够通过,大门上另设小门以供人员出入。

6.7.2.6 站房土建设计

1. 有关要求

(1) 对货运索道的建筑物和构筑物,应采用最经济的结构形式,使用最有效的建筑材料,努力做到外形简单受力明确,尽量统一节点构造,尽量采用定型图纸。

(2) 对高度5m以下的中间站或高度5m左右的端点站,当施工条件方便时,采用钢筋混凝土结构比较合理。对于高度等于或大于10m的中间站,一般采用钢结构,如有充分根据时也可采用钢筋混凝土结构。对10m左右高度的端点站,多数采用钢筋混凝土结构。而对较高的各种站房,应考虑采用钢筋混凝土钢结构组合使用的合理性。

(3) 在双拉站、双锚站、拉锚站和自动转角站通常不设任何围护结构。对于不需人员经常工作的有人值守的站房的进口部分,可以取消屋顶和外墙,只设地板和栏杆。对于无人值守或虽然有人值守但位于气候良好地区的站内设备较多的站房,可以取消外墙,但需有屋顶和栏杆。

(4) 为了检查和润滑离地2m以上的设备,站内应设带有爬梯和栏杆的操作台。对所有离地不到2.5m运动部件(滚轮、导向轮、钢丝绳等),应当设置防护栏杆。门和楼梯应该设在运动部件的界限尺寸的范围以外。在高站房的站口,必须设置防止人员坠落的悬挑式安全台。对于少数桅塔式钢结构高站房,爬梯从离地3m起应开始设置保护圈。保护圈的直径为700~800mm。保护圈之间的间距为600~800mm,并用数条纵向板条进行联结。高度超过25m的爬梯,每隔8~12m设置一个带有栏杆的休息平台。

2. 补充规定

站房的土建设计和计算应按有关规范进行。由于索道运输的特殊性,还有如下的补充规定。

1) 超载系数

承载索拉力荷载	1.2
牵引索拉力荷载	1.4
空车及重车重力	1.2
设备重力	1.1

2) 风雪荷载

风雪荷载除按荷载规范选取外, 尚需考虑如下因素: 在确定钢丝绳和保护网所受的风荷载时, 应计入风速沿跨距全长的不均匀系数0.85; 在确定保护网对站房作用的风载时, 应按作用于保护网两侧的水平压力进行计算, 疏风系数双层网时取0.3。单层网时取0.15。

不同荷载的动力系数

表 2-6-13

荷载名称	站房建筑材料	
	混凝土	钢
牵引索拉力	1.3(1.6)	1.2(1.5)
驱动装置等设备重力	1.4	1.3
运行中的货车重力	1.2	1.1

注: 当牵引索拉力是主要荷载时, 动力系数采用括号内数值。

3) 动力系数

动力系数与超载系数无关, 具体数值见表2-6-13。

4) 人体、货车和缺绳荷载

人体作用于地板上的标准荷载, 计算站内直接承重部分时取2000Pa。计算主要承载结构(如栈桥的主桁架)时取1000Pa。

货车脱开牵引索的区段, 货车荷载按货车紧密排列的条件进行计算。货车尚未脱开牵引索的区段, 货车按正常间距、但每个作用点按两倍荷载进行计算。

中间站必须考虑四根承载索在安装或检修时站房一侧仅有一根或两根承载索拉紧时的缺绳荷载。

6.7.2.7 装卸站储仓的有效容积

1. 装车站储仓的有效容积

$$V = \frac{nA_s}{\gamma} \quad (2-6-74)$$

式中 V ——储仓的有效容积, m^3 ;

n ——储存小时数, h ;

A_s ——索道小时运输量, t/h ;

γ ——松散物料密度, t/m^3 。

对装车站储仓的储存小时数, 即要考虑到处理与装车站相衔接的运输系统和索道本身的偶然事故所需的时间, 又要考虑到装车站有无条件设置大容积储仓等因素。大运量索道储仓的储存小时数不得小于2小时。中、小运量索道, 一般取 $n = 4 \sim 10h$, 其中运量较大、线路较短、非三班工作制或装车站设于线路高端狭窄地带的索道取小值, 反之取大值。如果与装车站相衔接的运输系统为二班工作制而索道为三班工作制, 或者作业情况相反, 则储存小时数不得小于10小时。

2. 卸车站储仓的有效容积

索道卸车站的储仓根据衔接车间本身的工艺特点和索道的最长停机时间来确定有效容积。

如果与卸车站衔接的是火车、汽车或船舶运输, 根据外部运输工具的运输特点和索道

的最长停机时间来确定其有效容积。

6.7.2.8 装、卸载要求

1. 内侧装载和外侧装载

货车应尽量采用内侧装载。外侧装载确实不可避免时，应检查料层流过货车吊架时有无阻碍或抛撒的现象。此外，还须设置导向板，以免货车横向摆动时吊架碰撞装载口。

在同一条索道上，当采用翻转式货车时，不推荐在一处装载点上采用内侧装载而在另一处装载点上采用外侧装载的不同装载方式。

2. 货车与装、卸载口的关系

货车与装载口和卸载口的关系见图2-6-10、图2-6-11、表2-6-14和表2-6-15。

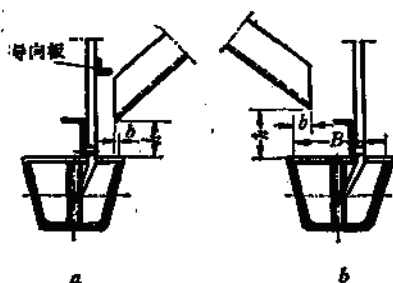


图 2-6-10 货车与装载口的关系

a—外侧装载； b—内侧装载

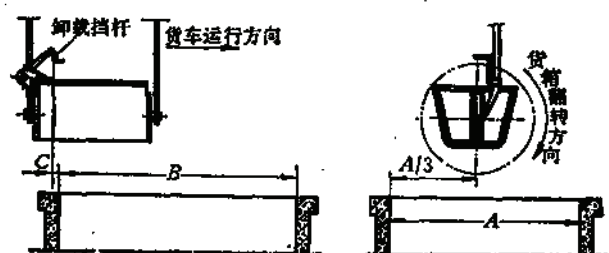


图 2-6-11 货车与卸载口的关系

货车与装载口的尺寸(mm)

表 2-6-14

装 载 方 式	内 侧 装 载		外 侧 装 载	
	a	b	a	b
闸门或溜槽	150	125	100	100
振动式装载机	250	B/3	—	—

货车与卸载口的尺寸(mm)

表 2-6-15

货车在卸载口的运行速度 (m/s)	A	B	C
0.75	2200	3600	100
1.5	2200	5500	250

6.7.2.9 货车在站内的安全距离

(1) 在避风站内的扁轨直线段上应考虑货车有8%的横向摆动。在曲线段上，还应考虑受离心力作用所引起的偏斜，但应不小于8%。在非避风站内，货车的横向摆动按14%考虑。

在有导向板的扁轨或非主通道的副轨，可不考虑横向摆动。

受离心力作用所致的横向摆动按下式计算

$$\psi = \tan^{-1} \frac{v^2}{gR} \quad (2-6-75)$$

式中 ψ ——货车受离心力作用所引起的横向摆动角，(°)；

v ——货车在曲线段的运行速度，m/s；

g ——重力加速度；

R ——扁轨曲率半径，m。

(2) 货车的纵向摆动，一律按14%考虑。

(3) 对于翻转式货车, 应考虑到货箱翻转和货车纵、横向摆动时, 最大外形到地板面的间隙不小于0.1m; 到卸载格筛顶面的间隙, 应不小于被运输物料的最大块度加上0.1m; 到墙壁的间隙, 不小于0.6m; 到柱子突出部分的间隙, 不小于0.2m。

(4) 货车的货箱上缘与地板面的垂直距离, 最大不超过1.6m。

6.7.2.10 站内扁轨设计

双线索道站内用的扁轨采用160/40双头轨。悬吊或支持扁轨的设备有: 铸造吊钩、板状吊钩、单导向吊架、双导向吊架或角状鞍座等。支撑160/40双头轨的吊钩或吊架的间距, 按经验确定; 站口部分不大于2000mm; 站内部分(即脱开器之后, 挂结器之前), 在直线段不大于3000mm, 在曲线段, 依曲率半径的大小适当加密。

在货车从牵引索脱开后的扁轨区段上, 应考虑到货车相互紧密排列的可能性。

货车沿扁轨自溜滑行的运行方式在小运量索道中应用较多, 适用于货车从牵引索脱开运行的转角站、中间站和站房较短的装载站或卸载站。即使是机械化程度较高的索道, 也以它作为过渡环节, 例如货车从牵引索脱开后及和牵引索挂结前各设有一段自溜滑行的扁轨作衔接。

1. 扁轨平面和立面布置的要求

(1) 扁轨在平面上及立面上的弯曲应最少, 曲率半径应尽可能大。平面曲率半径按速度的大小选取, 见表2-6-16。立面曲率半径不小于5m。

平面最小曲率半径

表 2-6-16

运行速度(m/s)	≤1.0	1.25	1.6	2.0	2.5	3.0
最小曲率半径(m)	3	4	7	10	12	15

(2) 挂结器或脱开器与曲线间应有一段不小于2m的直线段。

(3) 扁轨平面上两反向弧曲线间应有一段不小于1.5m的直线段。

(4) 在自溜滑行的主轨上应避免采用搭接道岔和十字道岔。

(5) 设有阻车装置的装载点, 二个阻车装置的距离不小于2.5m。其作用在于有货车正在装载时不使另一辆货车进入装载点。

(6) 为了保证货车从停止状态起动运行, 在阻车器前后各1m长的扁轨上应有局部坡度, 在直线上为1.5%, 在曲线上, 半径3~7m时, 为3.5~2.5%。

(7) 货车通过扁轨上坡减速或下坡增速时, 其最大坡度不超过10%。

2. 自溜滑行速度

(1) 货车在站内自溜滑行的速度, 在直线上(或半径大于7m的曲线上), 建议不大于1.6m/s。

(2) 为了使货车自溜滑行不致中途停下来, 货车在站内自溜滑行的最小速度, 在直线段上不应小于0.8m/s。接近曲线段或在曲线段上不应小于1.0m/s。只有在靠近阻车器或采用机械推车的线路内才允许小于0.8m/s的速度。

(3) 货车在站内的最大速度, 不应大于牵引索的速度。货车自溜滑行接近曲线段或在曲线段上运行的最大速度, 不应超过表2-6-16的规定。

(4) 货车挂结在牵引索上的瞬时速度,应与牵引索的速度非常接近。允许速差 ± 0.3 m/s。

(5) 货车进入机械推车区段时的速度应比推车机的速度大50%~100%。

3. 自溜滑行计算

货车自溜滑行的运动方程式如下:

$$v_2 = \sqrt{v_1^2 + 2g(\pm h - \sum \mu S - \sum \mu' S' - \sum Z)} \quad (2-6-76)$$

$$\mu' = \frac{0.17l}{2R}$$

式中 v_2 ——考察点的货车滑行速度, m/s;

v_1 ——考察区段起点货车滑行速度, m/s;

μ ——货车在站内的运行阻力系数, 650kg以上的货车, $\mu = 0.0055$ 。650kg以下的货车, $\mu = 0.0065$ 。有导向板时, μ 值各加上0.0010;

S ——考察区段起点至考察点的扁轨展开长度, m;

h ——考察区段起点至考察点间的高差, 起点比考察点高时取正号, 反之取负号, m;

μ' ——曲线段的附加运行阻力系数;

S' ——曲线段扁轨展开长度, m;

l ——货车轴距, 四轮式货车 $l = 0.33$ m, 二轮式货车 $l = 0.40$ m;

R ——扁轨的曲率半径, m;

Z ——折算成高差的各种额外阻力, 卸载挡杆取0.01m, 对搭接道岔取0.07m。

4. 其它

(1) 脱开器和挂结器的阻力一般在设计上已用它们自身的高差来补偿。因此, 货车离开脱开器的速度等于牵引索的速度, 货车进入挂结器与牵引索挂结时的速度等于货车紧靠挂结器时的速度。

(2) 各站房除了主通道扁轨之外, 应设有副轨支线, 以备存放检修、待修或备用的货车之用。

(3) 在装车站和卸载站内可以停放货车的主轨加上副轨的长度总和, 应能保证在检修线路时, 将整个传动区段内所有的货车从线路收回至站内扁轨上存放。

(4) 扁轨所用的道岔有手动道岔、手动托架式道岔、电动托架式道岔或风动道岔。

(5) 由于货车装配和润滑情况、气温、以及其它因素对货车运行阻力系数的影响很大, 因此在设计自溜滑行站房时, 扁轨坡度应留有调整的余地。

6.7.3 典型站房

双线索道的站房类型较多, 由于衔接关系、地形条件、装卸方法和配置方式的不同, 其构造和形状是多种多样的。现选择一些比较典型的站房介绍如下:

6.7.3.1 装车站

图2-6-12为钢筋混凝土结构装车站。

站房平面的主轴线为一直线, 索道的储仓与装车站的站房彼此分开, 采用带式输送机补

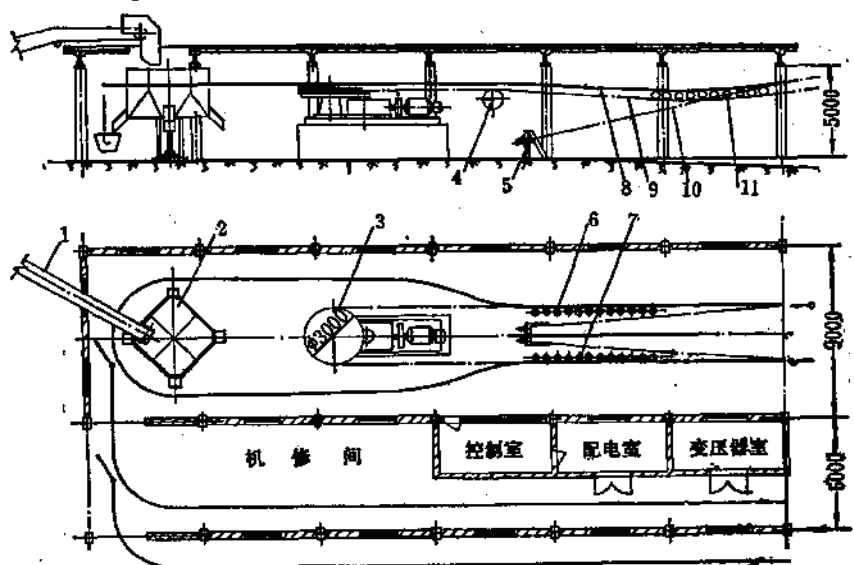


图 2-6-12 装载站

1—带式输送机, 2—旋转式装载机, 3—卧式驱动机, 4—牵引索托索轮, 5—承载索锚固装置, 6—胶轮减速器, 7—胶轮加速器, 8—扁轨, 9—牵引索, 10—承载索, 11—凹形滚轮组

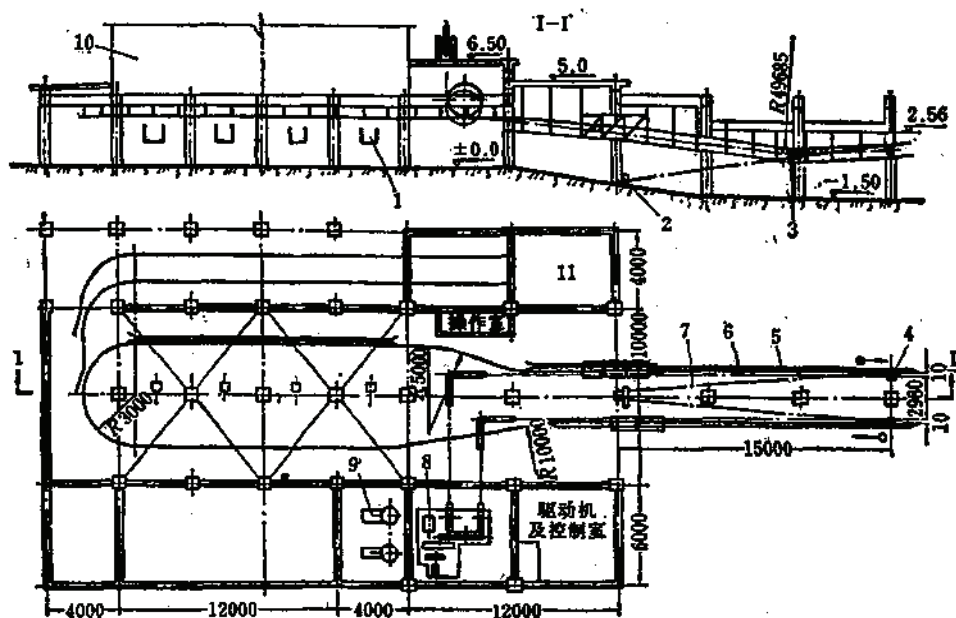


图 2-6-13 装载站

1—气动扇形闸门, 2—承载索锚固装置, 3—凹形滚轮组, 4—偏斜鞍座, 5—扁轨, 6—牵引索, 7—承载索, 8—驱动机, 9—空气压缩机, 10—装矿仓, 11—检修间

偿储仓与站房之间的高差并调整两者主轴线之间的交角；带式输送机的下方，设置了高效率计容式装载设备——旋转式装载机。上述配置使站房平面主轴线和局部地形等高线保持平行，可设计出高度、长度、建筑、工程量和挖方填方量都较小的装载站。

$\phi 3000$ 卧式驱动装置直接设置在站房内部的地面上；牵引索导向轮吊装在站房横梁上。控制室设于便于观察驱动装置和挂结器的站房外侧，配电室紧靠控制室，变压器则毗邻配电室。机修间设在同一侧副跨内，站房的扁轨通过道岔延伸到机修间内。装载站的外部设有露天停车扁轨，停车扁轨的长度取决于装载站停放货车的数量。

空货车进入脱开器脱开牵引索后，经胶轮减速器进行减速，并由链式推车机推向准备装载的工位上，被复式阻车器挡住，依次等待装载。当复式阻车器按经过整定的旋转式装载机的间隔时间放开最前一辆空货车时，该辆货车一边运行一边进行装载，装载完毕由推车机推向胶轮加速器，接着由胶轮加速器加速到牵引索的同步速度，经过挂结器抱紧牵引索出站。

图2-6-13是另一种形式的装载站。

6.7.3.2 卸载站

卸载站通常与下一工艺车间联成一体，站台设在卸载储仓的上方。

卸载站的高度一般在10~20m之间，个别情况下会出现更高的站房。卸载站的长度，除了少数采用单点卸载和设置分离储仓的索道之外，一般设计得较长，卸载区段的长度取决于卸载储仓的有效容积和站台下层空间的高度。站房平面的主轴线，除了上述的单点卸载的少数索道外，由于受到衔接条件的制约，一般情况下很难保持成直线。

当卸载站具备最佳的附着条件适合于设置驱动装置时，应利用卸载站较高的有利条件采用立式驱动装置并将其设置在站台下层地面上。如果不适合设置驱动装置，卸载站内则设置牵引索和承载索的拉紧重锤。

非自动卸载站内，通常设置螺旋复位器。货车的复位作业一般都在非自动卸载站内进行。在自动卸载站内，由于牵引索速度较高，不适宜货箱复位作业，货箱的复位作业在装载站内进行。

图2-6-14是一个混合结构的与铁路运输衔接的自动卸载站。站房的前半段采用钢结

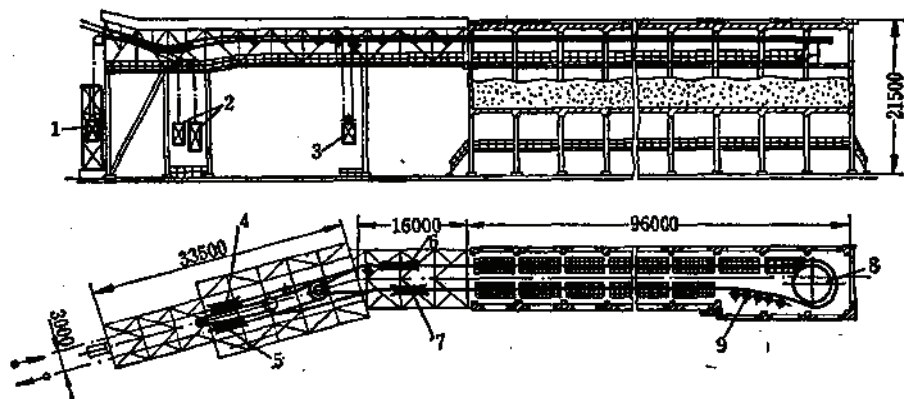


图 2-6-14 自动卸载站

1—牵引系统拉紧重锤；2—承载索拉紧重锤；3—钢绳推车机拉紧重锤；4—脱开器；5—挂结器；6—副挂结器；7—副脱开器；8—迂回轮；9—水平滚轮组

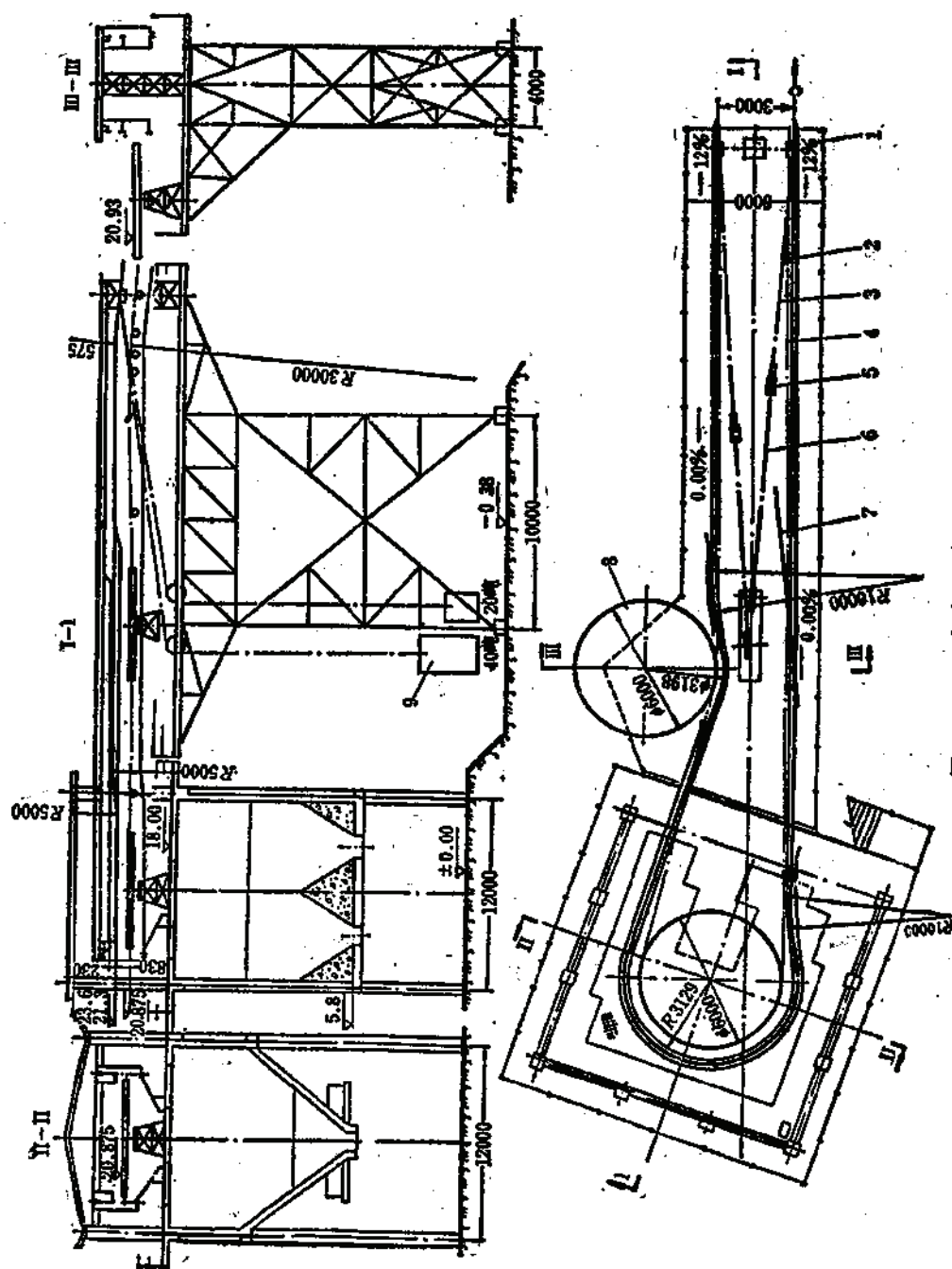


图 2-16-15 自动返回卸车站

1—吊钩铁座; 2—凹形垂直滚轮组; 3—承索索; 4—牵引索; 5—过路滑轮; 6—拉紧索; 7—限位装置; 8—正回轮; 9—承索索拉紧重锤

构,用来支撑站口滚轮组,两套挂结器、两套脱开器、牵引索拉紧系统、钢绳推车机的驱动装置和四个重锤。站房的后半段,由于卸载储仓的容积很大、货车的卸载带很长和为了便于设置条式储仓,采用了钢筋混凝土结构。

重车进站后,进入主脱开器脱开牵引索,再经过约6%的上坡降低运行速度,重车拐弯后,进入副挂结器重新抱紧钢绳推车机的辅助牵引索,由低速运行的辅助牵引索牵引货车,在站内进行卸载、迂回、运行等作业。卸载后的空货车,进入副脱开器脱开辅助牵引索,再经过下坡增速,进入主挂结器抱索出站。

条式储仓的底部,设置了一系列风动或电动颚式闸门,向延伸到站内铁道上的列车进行多点装载。

本自动卸载站由于无人值守,而站内设备较多,因此取消了外墙,仅设屋顶、地板和栏杆。

图2-6-15是货车不脱索的自动迂回卸载站。

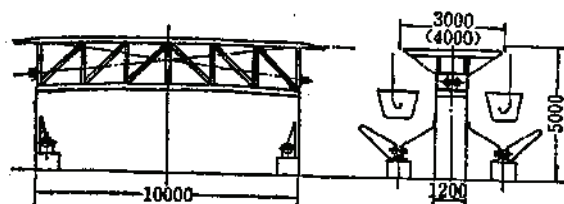


图 2-6-16 双锚站

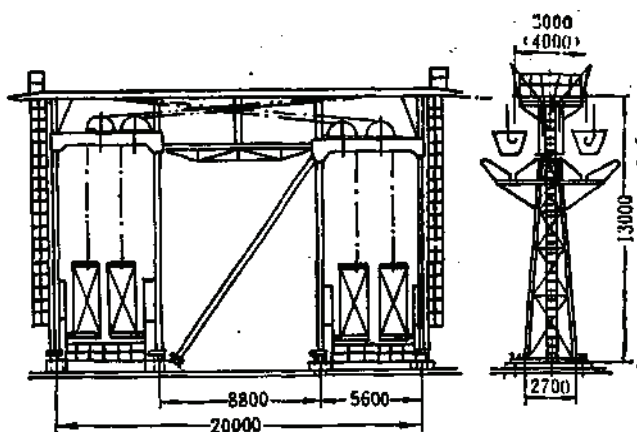


图 2-6-17 双拉站

6.7.3.3 双锚站、双拉站和拉锚站

在拉紧区间站中,双锚站(图2-6-16)的高度最低,一般为4~5m,其长度亦最短,一般为8~10m。双拉站(图2-6-17)和拉锚站(图2-6-18)的高度取决于线路的特征和重锤的行程,一般为9~15m。它们的长度取决于过渡套筒的行程亦即重锤的行程,承载索在站内的倾角和拉紧区间站设在凸起或凹陷地段,为控制牵引索向下或向上合力必须加大扁轨曲率半径。双拉站长一般为20m左右。拉锚站的长度稍短一些,一般为15m左右。

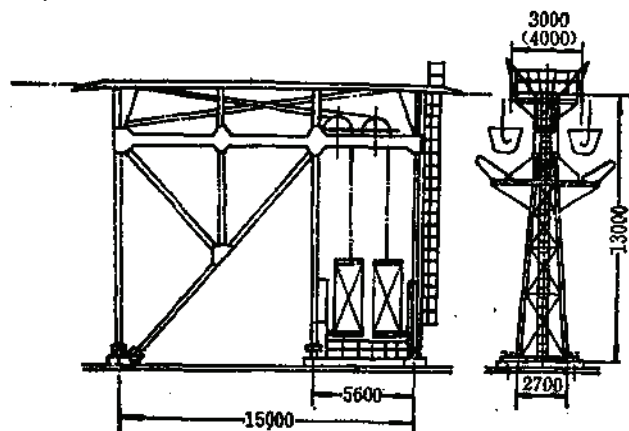


图 2-6-18 拉锚站

承载索在双锚站内的倾角,在垂直平面内,重车侧承载索约为10~13%,空车侧承载索约为15~18%。在水平面内,索距为2.5m时为15%,索距为3m时约为20%。应注意:尽管承载索在锚固端的偏斜鞍座中并不明显运动,在平面内的偏角仍然是不能减小,因为沿着货车运行方向观察,货车的货箱与收拢的承载索之间的安全距离本来已经很小,

再减小偏角势必引起两者的碰撞。

承载索在双拉站、拉锚站和设置拉紧重锤的端点站内的合成偏角希望越小越好,最好采用低摩擦系数的偏斜鞍座,使影响重锤调节能力的摩擦力降至最小值。

在凸起或凹陷地段设置的拉紧区间站,必须采用尽可能大的扁轨曲率半径,并检查牵引索对货车的压力是否超过规定或牵引索有无脱出钳口的危险。

此外,拉紧区间站的重锤,必须设置重锤导轨,用以防止重锤在风力作用下产生摆动。如果线路设计要求降低站房高度时,拉紧区间站允许设计成重锤井式或半井半架式,但必须采取可靠的排水措施。

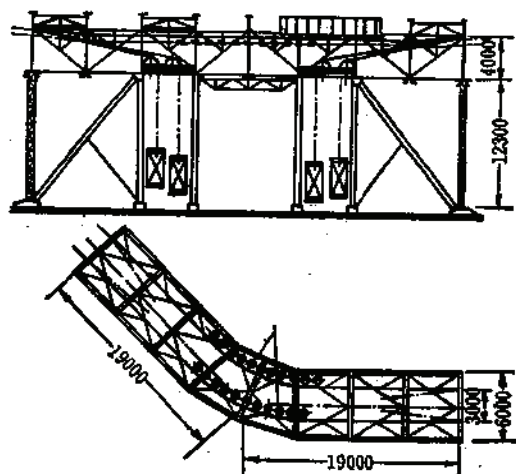


图 2-6-19 自动转角站

6.7.3.4 自动转角站

自动转角站分为滚轮组式自动转角站和导向轮式自动转角站两种。前者所允许的货车运行速度较高,但站房的面积较大造价较贵。适用于线路转角不大而且端点站不是自动迂回的索道。后者所允许的货车运行速度较低,适用于转角很大(最大可达 90°)或者转角虽然不大但已设置了自动迂回端点站的索道。

图2-6-19为滚轮组式自动转角站,应该尽量加大滚轮组的曲率半径,以便提高

货车的运行速度,减少线路载荷,最终降低索道的造价。

降低自动转角站的高度可减少工程量。有条件时最好将自动转角站与双锚站进行合并。

水平滚轮组的第一个和最后一个水平滚轮的中心线位置,应是水平滚轮组弧线的起点和终点。每个水平滚轮的包角不应大于 3° ,其许用负荷不应大于 5000N 。第一个和最后一个水平滚轮的外侧,各设一个水平托辊,以保证牵引索的中心始终保持在设计规定的中心面上。

设置自动转角站时,必须采用带有自动转角轮的货车。

6.7.3.5 交汇站

交汇站的站房设计,根据交汇索道的多少、运输品种的多寡和集散方式的不同,有时比较简单,有时十分复杂。

图2-6-20是保加利亚一运煤索道网的交汇站。该站的用途是将来自不同煤矿的索道Ⅰ和索道Ⅱ所运的块煤,转交给并行索道Ⅲ运往洗煤厂。交汇站设计成钢筋混凝土双层结构,4条索道空车的扁轨系统和Ⅰ、Ⅱ索道的牵引索拉紧装置全部设置在上层。4条索道重车的扁轨系统则设置在下层。并行索道Ⅲ的两套立式驱动装置集中设置在交汇站外半地下室形状的驱动机房里。8根承载索的锚固端直接或通过转折锚固在站房地面的基础上。所有索道的重车侧或空车侧线路的站口部分,根据线路特征和站内配置的需要,各自采用不同的标高。

索道Ⅰ满载块煤的重车,进入交汇站下层的脱开器脱开牵引索后,沿扁轨运行到并行

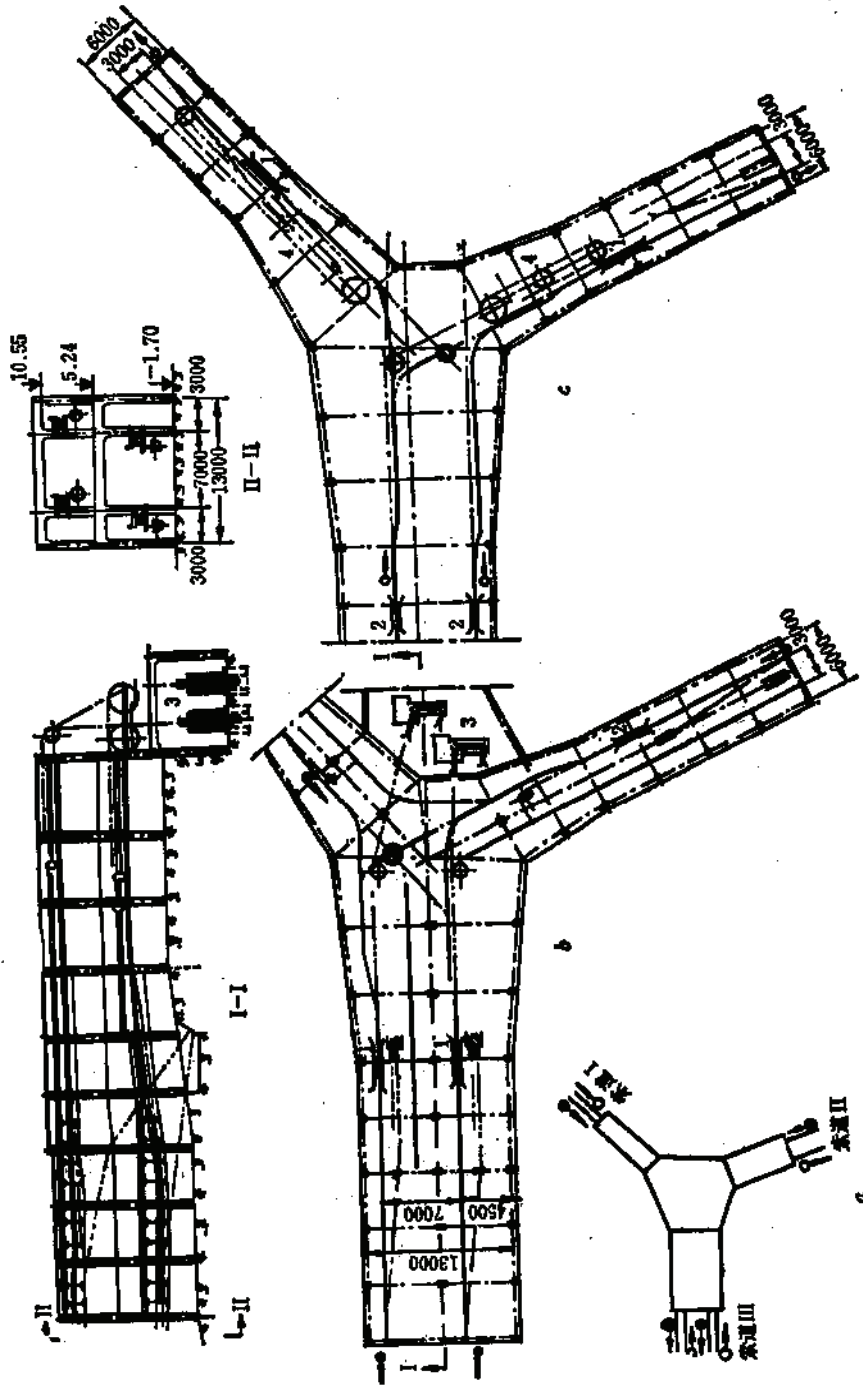


图 2-6-20 交汇站
a—交汇示意图 b—下层平面图 c—上层平面图
1—挂结器, 2—脱开器, 3—原号索道驱动机房, 4—I、II号索道牵引索位置装置

顶与站口托轮轮槽的高差 B_1 为 575mm。

按图 2-6-22 的关系, 把扁轨的站口坡度 β_1 定为与 δ 相等, 牵引索直径为 28mm, 列式如下:

$$\left. \begin{aligned} h_1 &= l_1 \tan \beta_1 = 0.065 l_1 \\ h_1 &= l_1 \tan \alpha_1 + A_1 - B_1 + d = 0.08 l_1 - 82 \end{aligned} \right\} \quad (2-6-77)$$

解出结果: $l_1 = 5467\text{mm}$,
 $h_1 = 355\text{mm}$ 。

2) 进站侧计算

当采用图 2-6-23 所示的脱开器时, 其进站端与站口扁轨相衔接点的坡度 δ 为向上 1% ($0^\circ 34' 23''$)。牵引索坡度 α_2 为向下 4% ($2^\circ 17' 26''$)。相衔接点扁轨顶与牵引索顶的高差 A_2 为 510mm。站口桁架处扁轨顶与站口托轮轮槽的高差 B_1 仍为 575mm。

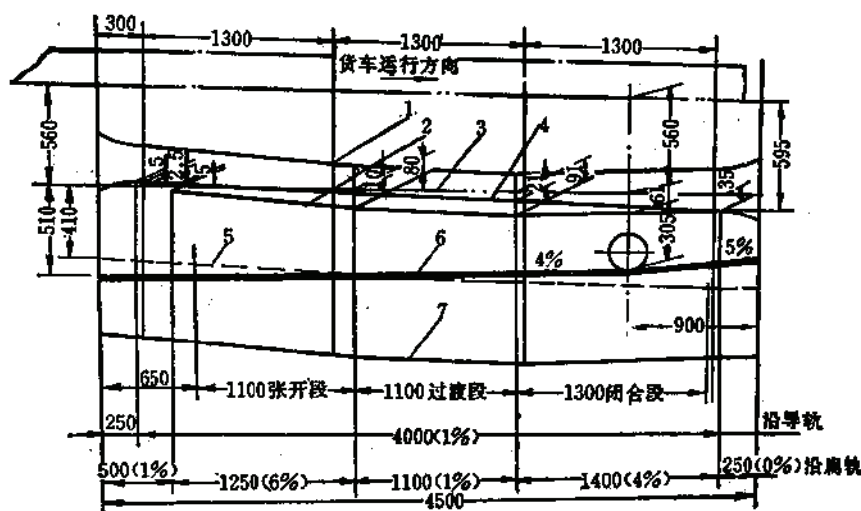


图 2-6-23 脱开器几何系统图

1—护轨; 2—扁轨; 3—水平线; 4—导轨; 5—槽口底轨迹; 6—牵引索; 7—导向板

按图 2-6-24 的关系把扁轨的站口坡度 β_2 定为向下 3.5% ($2^\circ 0' 16''$), 半径 r 为 5000mm, 牵引索直径仍设为 28mm, 列式如下:

$$\left. \begin{aligned} l_2 &= L_2 + r \sin \beta_2 + r \sin \delta + 200 = L_2 + 425 \\ h_2 &= L_2 \tan \beta_2 + (\cos \delta - \cos \beta_2) r - 200 \tan \delta = 0.035 L_2 + 0.5 \\ h_2 &= l_2 \tan \alpha_2 + A_2 - B_1 + d = 0.04 l_2 - 37 \end{aligned} \right\} \quad (2-6-78)$$

解出结果: $l_2 = 4525\text{mm}$, $L_2 = 4100\text{mm}$, $h_2 = 144\text{mm}$ 。

2. 凸形滚轮组的站口设计

当受地形条件限制, 站口第一跨承载索出现向下 8~25% 的坡度时, 应采用凸形滚轮组的站口设计。

1) 凸形滚轮组半径

当货车通过滚轮组时, 牵引索向下合力不超过货车抱索器所允许的范围, 其计算公式如下 (见图 2-6-25):

$$R \geq \frac{8l^2(m_0 + l_0)}{A_1} \quad (2-6-79)$$

式中 R ——垂直凸形滚轮组的半径, mm;
 l ——滚轮组处牵引索的拉力, N;
 m_0 ——牵引索在钳口内从滚轮组顶抬起的距离, 取 $m_0 = 170\text{mm}$;
 l_0 ——决定于滚轮组半径和货车钳口的宽度, 当 $R = 15 \sim 150\text{mm}$ 时, 相应地 $l_0 = 10 \sim 4\text{mm}$;
 A_1 ——牵引索向下合力, 二轮式货车 $A_1 = 6860\text{N}$, 四轮式货车 $A_1 = 12260\text{N}$ 。

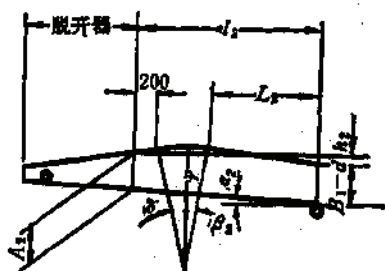


图 2-6-24 无滚轮组进站侧站口

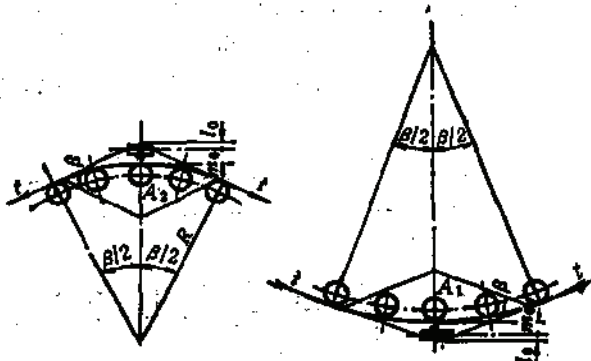


图 2-6-25 滚轮组半径与拉力的关系

2) 出站侧站口计算

(1) 内半段计算

如图2-6-26所示, 这部分相当于不用滚轮组的出站侧计算, 见式(2-6-77), 即扁轨坡度 β_1 为 6.5% ($3^\circ 43' 8''$), $L_1 = 5467\text{mm}$, $h_1 = 355\text{mm}$ 。

(2) 外半段计算

按图2-6-26, 可按下式计算:

$$\left. \begin{aligned} l_1 &= l_1' \cos \beta_1 \\ L_1 &= l_1 + R'(\sin \beta_1 - \sin \beta_1') \\ h_1 &= l_1' \tan \beta_1 + R'(\cos \beta_1 - \cos \beta_1') \end{aligned} \right\} \quad (2-6-80)$$

上式中, l_1' 是直线段斜长, 要与偏斜鞍座所带的扁轨长度结合起来考虑, 如果采用 JB2793-79 偏斜鞍座, 重车侧 l_1' 为 2050mm , 空车侧 l_1' 为 1550mm 。 β_1 取决于站外第一跨承载索无载情况下的倾角, $\tan \beta_1$ 值最好比此倾角大 $0.01 \sim 0.02$ 。 β_1' 与内半段相同。 R' 为与滚轮组相对应的扁轨顶的曲率半径, $R' = R + 575\text{mm}$, 而 R 为滚轮组半径。

3) 进站侧站口计算

(1) 内半段计算

如图2-6-27所示这部分相当于不用滚轮组的进站侧计算, 见式(2-6-78), 即扁轨坡度 β_2 为 3.5% ($2^\circ 0' 16''$), $L_2 = 4525\text{mm}$, $l_2 = 4100\text{mm}$, $h_2 = 144\text{mm}$ 。

(2) 外半段计算

如图2-6-27所示, 可按下式计算:

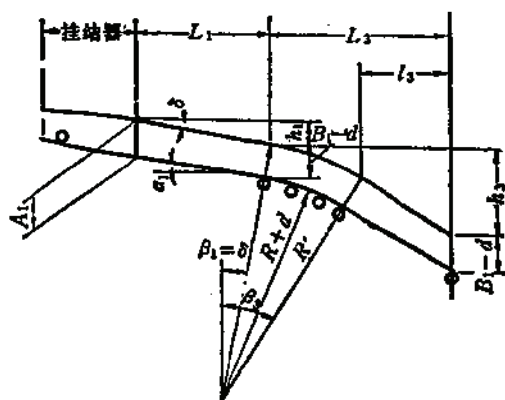


图 2-6-26 凸形滚轮组出站侧站口

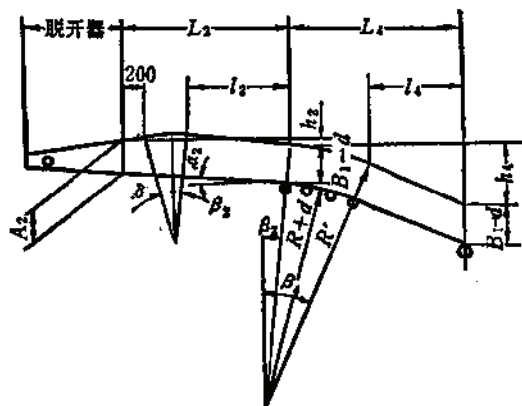


图 2-6-27 凸形滚轮组进站侧站口

$$\left. \begin{aligned} l_1 &= l'_1 \cos \beta_1 \\ L_1 &= l_1 + R'(\sin \beta_1 - \sin \beta_2) \\ h_1 &= l_1 \tan \beta_1 + R'(\cos \beta_2 - \cos \beta_1) \end{aligned} \right\} \quad (2-6-81)$$

上式中 l'_1 为直线段斜长，要与偏斜鞍座所带的扁轨长度结合起来考虑。 β_1 一般取等于出站侧的 β_2 ， β_2 与内半段相同。 $R' = R + 575 \text{ mm}$ 。

3. 凹形滚轮组的站口设计

当受地形条件限制，站口第一跨承载索向上5~25%的坡度时，应采用凹形滚轮组的站口设计。

1) 滚轮组半径的确定

凹形滚轮组的半径应满足两个条件：一、货车通过滚轮组时，牵引索向上合力不致使牵引索从钳口中脱出。二、货车通过滚轮组时，牵引索的向上合力不致使空货车抬起而脱轨。其计算公式如下（参见图2-6-25）：

$$\left. \begin{aligned} R &\geq \frac{8t^2(m_0 + l_0)}{A_1} \\ A_1 &= \frac{2\eta i(P + P')(\mu + \tan \alpha)}{K} < 0.75Q_0 \end{aligned} \right\} \quad (2-6-82)$$

式中 R ——垂直凹形滚轮组半径，mm，

A_1 ——牵引索的向上合力，N，

t ——滚轮组处牵引索的拉力，N，

m_0 ——牵引索在钳口内离开滚轮的距离，取 $m_0 = 100 - d$ ， d 为牵引索直径，mm，

l_0 ——取决于滚轮组的半径和货车钳口的宽度，当 $R = 15 \sim 150 \text{ mm}$ 时，相应地 $l_0 = 10 \sim 4 \text{ mm}$ ，

P ——空货车重力减去运行小车的重力，N，

P' ——在运行小车内滑行的拉杆组的重力，取 $P' = 390 \text{ N}$

i ——抱索器的杠杆比，对于JB2789—79货车， $i = \frac{178}{36 + d/2}$ ， d 为牵引索直

径, mm;

η ——抱索器的传动效率, 取 $\eta=0.9$;

μ ——抱索器钳口对牵引索的摩擦系数, 取 $\mu=0.12$;

α ——抱索器钳口对垂直线的夹角, 取 $\tan\alpha=0.12$;

K ——安全系数, 取 $K=1.15$, 但对于钳口没有 α 角而是挡边圆弧时, 仍按有 α 角的公式计算 A_1 , 此时取 $K=0.9$ 代替;

Q_0 ——空货车重力, N。

2) 出站侧站口计算

(1) 内半段计算

按图2-6-28可计算如下:

$$\left. \begin{aligned} L_1 &= l_1 + r(\sin\beta_1 - \sin\delta) + 200 + R'\sin\beta_1 \\ h_1 &= l_1 \tan\beta_1 + r(\cos\delta - \cos\beta_1) + 200 \tan\delta + R'(1 - \cos\beta_1) \\ h_1 &= R(1 - \cos\alpha_1) + (L_1 - R\sin\alpha_1) \tan\alpha_1 + A_1 - C \end{aligned} \right\} \quad (2-6-83)$$

当采用图2-6-21所示的挂结器时, δ 为向下 6.5% ($3^\circ 43' 8''$), 牵引索坡度 α_1 为 8% ($4^\circ 34' 26''$), A_1 为465mm。且一般取半径 r 为5000mm, C 为315mm, L_1 为扁轨弧线最低点至与挂结器相衔接点之间的水平长度, h_1 为扁轨弧线最低点至挂结器相衔接点扁轨顶之间的高差, l_1 为直线段的水平长度, R 为滚轮组半径, R' 为与滚轮组相对应的扁轨顶的曲率半径, $R' = R - C$ 。

解上述方程式, 先假设 β_1 , 计算 L_1 , h_1 和 l_1 。如果计算结果 l_1 值过大或过小, 则应修正 β_1 , 使计算结果 l_1 符合要求。一般 l_1 不小于1250mm, 但也不大于4000mm较为适宜。

(2) 外半段计算

$$\left. \begin{aligned} l_2 &= l'_2 \cos\beta_2 \\ L_2 &= l_2 + R'\sin\beta_2 \\ h_2 &= R'(1 - \cos\beta_2) + l_2 \tan\beta_2 \end{aligned} \right\} \quad (2-6-84)$$

上列式中: l'_2 为直线段斜长, 要与偏斜鞍座所带的扁轨长度结合起来考虑。 β_2 取决于站外第一跨承载索无载情况下的倾角。 $\tan\beta_2$ 值最好比此倾角小 $0.01 \sim 0.02$ 。 R' 与内半段的相同。 L_2 为扁轨弧线最低点与站口偏斜鞍座中心之间的水平长度, h_2 为扁轨弧线最低点与站口偏斜鞍座轨面之间的高差。

当 R' 与 β_2 均较小时, 牵引索有可能不靠贴滚轮组, 以致于影响挂结器的牵引索坡度。为了保证不出现这种情况, h_2 必须大于240mm, 否则就应适当加大 l'_2 , 重新计算。

3) 进站侧站口计算 (见图2-6-29)

(1) 内半段计算

按图2-6-29所示, 可计算如下:

$$\left. \begin{aligned} L_2 &= l_2 + R'\sin\beta_2 + r(\sin\beta_2 + \sin\delta) + 200 \\ h_2 &= l_2 \tan\beta_2 + r(\cos\delta - \cos\beta_2) + R'(1 - \cos\beta_2) - 200 \tan\delta \\ h_2 &= R(1 - \cos\alpha_2) + (L_2 - R\sin\alpha_2) \tan\alpha_2 + A_2 - C \end{aligned} \right\} \quad (2-6-85)$$

当采用图2-6-23所示的脱开器时, δ 为向上 1% ($0^\circ 34' 23''$), α_2 为向下 4% ($2^\circ 17' 26''$), A_2 为510mm, 且取半径 r 为5000mm, C 为315mm, L_2 为扁轨弧线最低点至与脱开器相衔接点之间的水平长度, h_2 为扁轨弧线最低点至与脱开器相衔接点扁轨顶

之间的高差, l_2 为直线段的水平长度, R 为滚轮组半径, R' 为与滚轮组相对应的扁轨顶的曲率半径, $R' = R - C$ 。

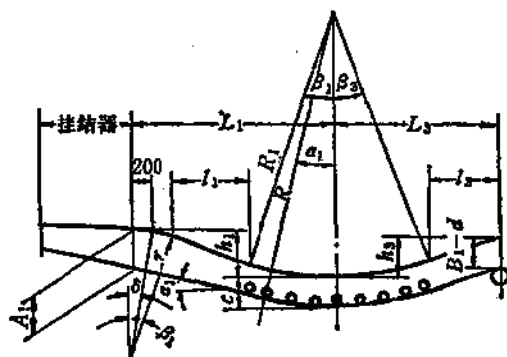


图 2-6-28 凹形滚轮组出站侧站口

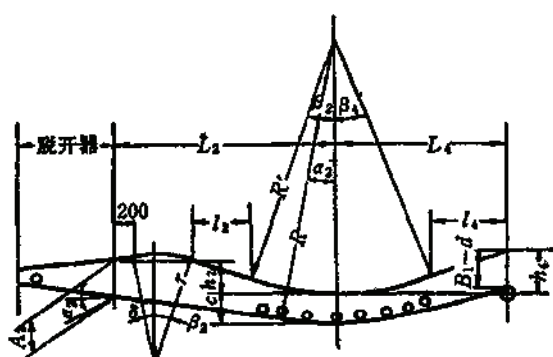


图 2-6-29 凹形滚轮组进站侧站口

解上述方程式, 先假设 β_2 , 算出 L_2 、 h_2 和 l_2 , 如果计算结果 l_2 值过大或过小, 则应修正 β_2 , 使之计算结果 l_2 符合要求。一般 l_2 不小于 1250mm, 但也不大于 4000mm 较为适宜。

(2) 外半段计算

$$\left. \begin{aligned} l_4 &= l'_4 \cos \beta_4 \\ L_4 &= l_4 + R' \sin \beta_4 \\ h_4 &= R'(1 - \cos \beta_4) + l_4 \tan \beta_4 \end{aligned} \right\} \quad (2-6-86)$$

上列式中, l'_4 为直线段斜长, 要与偏斜鞍座所带的扁轨长度结合起来考虑, β_4 取等于出站侧的 β_3 , R' 与内半段的相同, L_4 为扁轨弧线最低点与站口偏斜鞍座中心之间的水平长度, h_4 为扁轨弧线最低点与站口偏斜鞍座轨面之间的高差。

当 R' 与 β_4 均较小时, 牵引索有可能不靠贴滚轮组, 以致于影响脱开器的牵引索坡度。为了保证不出现这种情况, h_2 必须大于 240mm, 否则就应适当加大 l'_4 , 重新计算。

4. 凸形滚轮组和凹形滚轮组的参数

(1) 滚轮组半径 R , 建议取下列数值:

15、20、30、40、50、60、80、100、120、140 和 160mm, 所取数值不应小于前面按计算所得的滚轮组半径。凸形滚轮组半径 R , 是指在滚轮上牵引索底 (即上部轮槽) 的半径。凹形滚轮组半径 R , 是指在滚轮下牵引索顶 (即下部轮槽) 的半径。

(2) 垂直滚轮组的总包角 δ , 应与所对应扁轨相一致。对于凸形滚轮组, 出站侧 $\delta = \beta_2 - \beta_1$, 进站侧 $\delta = \beta_4 - \beta_3$ 。凹形滚轮组, 出站侧 $\delta = \beta_1 + \beta_2$, 进站侧 $\delta = \beta_3 + \beta_4$ 。

(3) 垂直滚轮组的轮距, 按下式计算:

$$a < \frac{AR}{t} \quad (2-6-87)$$

式中 a —— 滚轮组轮距, mm;

R —— 滚轮组半径, mm;

t —— 滚轮组处牵引索的拉力, N;

A —— 牵引索作用在垂直滚轮组上的合力, N。

建议垂直滚轮组的轮距取下列数值：400、500、800、1200、1600 和 2000mm。每个滚轮上所承受的载荷以不大于 800N 为准。

6.7.4.2 水平牵引式索道站口设计

水平牵引式索道的站口短于下部牵引式索道，这主要是由于货车通过站口凹形滚轮组的方式不同。水平牵引式货车抱索器的头部装有两个小滚轮，货车通过站口凹形滚轮组时，两个滚轮沿着较短的轨道滚动，迫使牵引索离开凹形滚轮组，于是货车能够顺利通过站口。

水平牵引式货车的钳口是朝下的，因此通过凹形滚轮组时，不存在牵引索脱出钳口的危险。

承载索俯角出站时，无需设置凹形滚轮组，可参照“不用滚轮组的站口设计”一节进行设计。承载索仰角出站时，可根据牵引索的向上合力来确定凹形滚轮组的滚轮数。

图 2-6-30 和图 2-6-31 分别为出站侧和进站侧站口配置的几何尺寸。

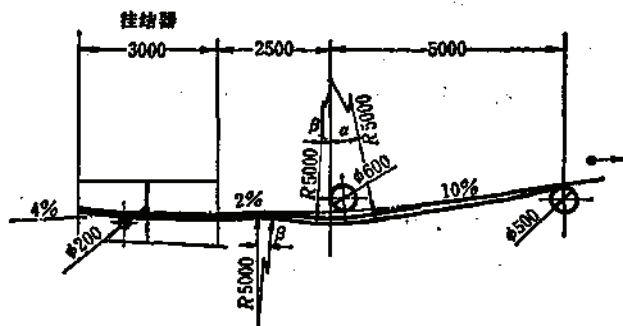


图 2-6-30 水平牵引式索道出站侧站口

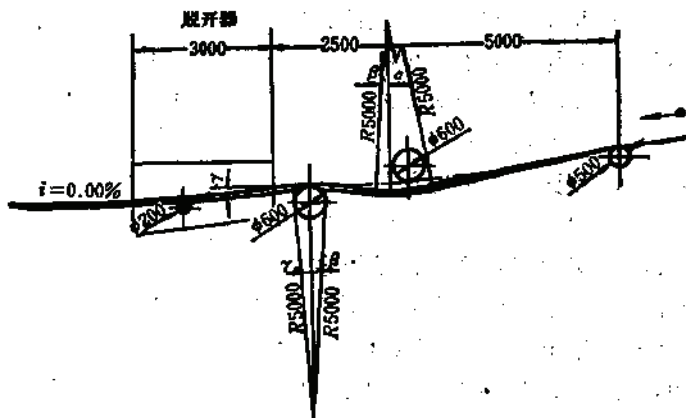


图 2-6-31 水平牵引式索道进站侧站口

6.7.5 自动迂回设计

自动迂回是指货车进站后，不脱离牵引索而继续由其带动沿着扁轨通过迂回轮或水平滚轮组的过程。它要求根据货车行走小车的结构使扁轨的布置与迂回轮（或滚轮组）的装配配合准确。

下部牵引索道的自动迂回设计,一般适用于自动转角站、自动卸载站、自动端点站和堆货索道的移动式卸载站。

6.7.5.1 迂回轮直径和水平滚轮组半径的确定

(1) 迂回轮直径和水平滚轮组半径与速度的关系见表2-6-1。

(2) 水平滚轮组半径与牵引索最大拉力的关系见表2-6-17。

水平滚轮组半径与牵引索最大拉力

表 2-6-17

水平滚轮组内侧半径(m)	40	50	60	70	80	100	120
牵引索最大拉力(kN)	58	65	71	78	84	97	110

6.7.5.2 迂回轮扁轨半径的确定

货车外绕通过迂回轮时,夹钳的颊块紧贴在迂回轮的轮缘上。货车内绕通过迂回轮时,车架突出块紧贴在迂回轮的轮缘上,与迂回轮对应的扁轨半径(取同一个圆心)按下列公式计算(见图2-6-32)。

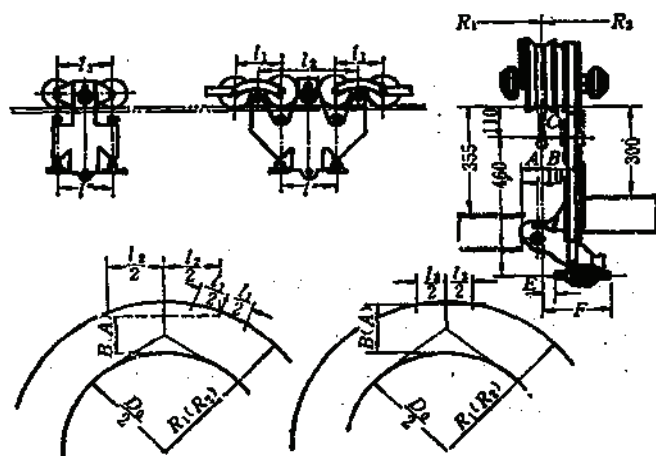


图 2-6-32 自动迂回示意图

1. 外绕通过
四轮货车

$$R_1 = \sqrt{\left(\frac{D_0}{2} + A\right)^2 + \frac{l_1^2 + l_2^2}{4}} \quad (2-6-88)$$

二轮货车

$$R_1 = \sqrt{\left(\frac{D_0}{2} + A\right)^2 + \frac{l_1^2}{4}} \quad (2-6-89)$$

2. 内绕通过
四轮货车

$$R_2 = \sqrt{\left(\frac{D_1}{2} + B\right)^2 + \frac{l_1^2 + l_2^2}{4}} \quad (2-6-90)$$

二轮货车

$$R_2 = \sqrt{\left(\frac{D_0}{2} + B\right)^2 + \frac{l_2^2}{4}} \quad (2-6-91)$$

式中 R_1 ——四轮或二轮货车外绕通过时的扁轨曲率半径, mm;

R_2 ——四轮或二轮货车内绕通过时的扁轨曲率半径, mm;

D_0 ——迂回轮内径, mm;

A ——外绕颊块把牵引索从轮缘拉开时与扁轨的关系尺寸, JB2789—79 货车 $A = 95\text{mm}$;

B ——内绕车架突出块把牵引索从轮缘拉开时与扁轨的关系尺寸, JB2789—79 货车 $B = 165\text{mm}$;

l_1 ——四轮货车小横梁的轴距, JB2789—79 货车 $l_1 = 380\text{mm}$;

l_2 ——四轮货车大车架的轴距, JB2789—79 货车 $l_2 = 840\text{mm}$;

l_3 ——二轮货车的轴距, JB2789—79 货车 $l_3 = 430\text{mm}$;

现将 $D_0 = 5000\text{mm}$ 及 $D_0 = 6000\text{mm}$, 以 JB2789—79 货车数据代入上列公式的计算结果见表 2-6-18。

扁 轨 半 径

表 2-6-18

D_0 (mm)	四 轮 小 车		二 轮 小 车	
	$R_1(\text{mm})$	$R_2(\text{mm})$	$R_1(\text{mm})$	$R_2(\text{mm})$
5000	2635	2704	2604	2674
6000	3129	3198	3102	3174

6.7.5.3 水平滚轮组的扁轨半径

货车外绕通过水平滚轮组时, 运行小车被导向板压出。因而, 颊块不与滚轮组的轮缘相接触, 其间隙为 5mm 左右。货车内绕通过水平滚轮组时, 运行小车也被导向板压出, 因而, 车架突出块也不与滚轮组的轮缘相接触, 其间隙也为 5mm 左右。外、内绕滚轮组曲率半径应取同圆心, 与滚轮组相对应的扁轨曲率半径 (也取同圆心) 按下列公式计算:

1. 外绕通过

四轮货车

$$R_1 = R_2 + A + 7 \quad (2-6-92)$$

二轮货车

$$R_1 = R_2 + A + 5 \quad (2-6-93)$$

2. 内绕通过

四轮货车

$$R_2 = R_1 + B + 7 \quad (2-6-94)$$

二轮货车

$$R_2 = R_1 + B + 5 \quad (2-6-95)$$

式中 R_2 ——外侧滚轮组曲率半径, mm;

R_1 ——内侧滚轮组曲率半径, mm;

$$R_2 = R_1 + S - 20 \quad (2-6-96)$$

式中 S ——重空两侧承载索之间的索距, mm。

6.7.5.4 水平滚轮组上下导向板曲率半径的确定

1. 上导向板的曲率半径

四轮或二轮货车外绕通过

$$R_s = R_1 + A + C + 5 \quad (2-6-97)$$

四轮或二轮货车内绕通过

$$R_s = R_1 + B - D + 5 \quad (2-6-98)$$

2. 下导向板的曲率半径

四轮或二轮货车外绕通过

$$R_7 = R_3 + A + E + 5 \quad (2-6-99)$$

四轮或二轮货车内绕通过

$$R_7 = R_3 + B - F + 5 \quad (2-6-100)$$

式中 R_s ——外绕时上导向板的曲率半径, mm; R_1 ——内绕时上导向板的曲率半径, mm; R_7 ——外绕时下导向板的曲率半径, mm; R_3 ——内绕时下导向板的曲率半径, mm; C ——上导辊外绕尺寸, JB2789—79货车 $C = 57.5\text{mm}$; D ——上导辊内绕尺寸, JB2789—79货车 $D = 147.5\text{mm}$; E ——下导辊外绕尺寸, JB2789—79货车 $E = 42.5\text{mm}$; F ——下导辊内绕尺寸, JB2789—79货车 $F = 232.5\text{mm}$;

6.7.5.5 其它要求

(1) 水平滚轮组一般是由内径为600mm、轮缘宽度为140mm的滚轮所组成。滚轮间距不大于2500mm, 每个滚轮的包角不大于 3° 。水平滚轮组弧线的起终点, 应是第一个和最后一个水平滚轮的中心线位置。

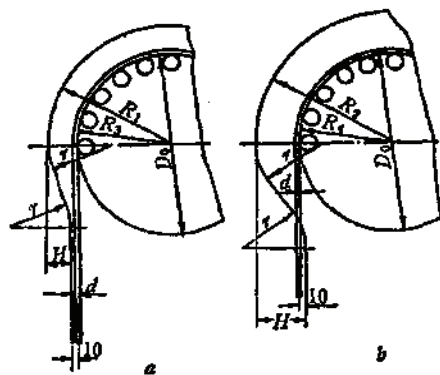


图 2-6-33 自动迂回的H值

a—外绕迂回

$$H = R_1 - R_s - \frac{d}{2} - 10 \text{ 或 } H =$$

$$R_1 - \frac{D_1}{2} - \frac{d}{2} - 10$$

b—内绕迂回

$$H = R_3 - R_s - \frac{d}{2} + 10 \text{ 或 } H =$$

$$R_3 - \frac{D_3}{2} - \frac{d}{2} + 10$$

(2) 牵引索在进入及离开迂回轮或水平滚轮组前后, 各设一个直径为200mm的宽托辊, 以保证牵引索不从迂回轮或水平滚轮组上脱下来。宽托辊一般设在距迂回轮中心或水平滚轮组边缘滚轮中心5500mm之处。在宽托辊上面所对应的扁轨应抬高到使货车的抱索器便于从宽托辊上面通过且不相碰。JB2789—79货车, 宽托辊中心距所对应扁轨顶的高差为675mm。

(3) 宽托辊上面所对应扁轨顶与迂回轮或水平滚轮组所对应扁轨顶之间出现的高差(JB2789—79货车为165mm), 应连接半径不小于5000mm的垂直方向的反向弧, 反向弧之间应插入不小于1500mm的直线段。

(4) 货车进入及离开迂回轮或水平滚轮组之前或之后, 相对应扁轨在水平面上所出现的距离H(见图2-6-33), 应连接半径不小于12000mm的

水平方向的反向弧, 反向弧之间应插入不小于1500mm的直线段。

(5) 自动迂回如果是水平进出站, 站口不设垂直滚轮组, 宽托辊中心至站口托轮的距离不小于5000mm。如果是上方进出站, 站口设垂直凹形滚轮组, 其半径按式(2-6-82)计算。如果是下方进出站, 站口设垂直凸形滚轮组, 其半径按式(2-6-79)计算。垂直滚轮组边端滚轮中心至宽托辊中心的距离应不小于4000mm。

6.7.6 站内机械化

对于双线循环式货运索道, 如果货车不脱开牵引索进站作业, 其机械化程度较高, 而且简单。如自动绕过转角轮、自动绕过端点轮、运动中自动卸载和复位等。当货车从牵引索脱开后, 站内的各种作业, 如货车脱开后减速, 扁轨上运行、工位前制动、工位后启动和挂结加速; 运动中或静止时装载、卸载和复位; 大修前收车和大修后发车等等则有的是机械化的, 也有的是辅之于人工的。当索道运量较小、货车总重较轻、间隔时间较长、运行速度较低时, 采用非机械化、半机械化或局部机械化的办法进行设计。随着索道运量的增大、货车总载荷的加重、间隔时间的缩短、运行速度的提高和对索道运输的可靠性要求越来越高, 站内机械则必须配套设计。

6.7.6.1 脱开后减速和挂结前加速

在大运量索道中, 重型货车以较高运行速度进站脱开或出站挂结时, 过去采用的上坡减速或下坡加速的措施已经不能适应。

昆钢厂索道曾用弹簧压轨进行脱开后减速, 由于600多辆货车装配和润滑情况不同以及其它因素, 工位后的末速度不够稳定。

采用由充气胶轮组成的加速器和减速器, 是挂结前加速和脱开后减速的行之有效的设备。摩擦板设置于重型货车行走小车内侧的垂直面上, 充气胶轮有较大的压下量。用以补偿货车的尺寸误差和轨道系统的磨损量, 并用以传递设计规定的一定数量级的摩擦力。加、减速器的动力由牵引索输入, 这样易于实现货车与牵引索的挂结或脱开瞬间的准确同步, 从而保证了挂结和脱开的质量并减少了钳口和牵引索的磨损。不同的胶轮具有不同的圆周速度, 因此, 不管货车的运行阻力系数如何变化, 均能实现等加速度加速或等减速度减速, 并能按照设计规定的初速度或末速度由前一工位进入下一工位。

6.7.6.2 扁轨上运行

1. 焊接链推车机

在小运量索道中, 过去采用较多的是焊接链推车机(图2-6-34)。

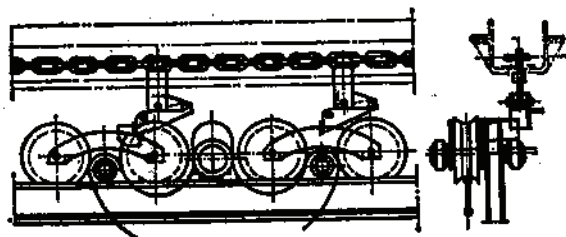


图 2-6-34 焊接链推车机

焊接链推车机有水平式和垂直式两种。水平式焊接链推车机既能在垂直方向弯曲又能在水平方向弯曲,用于推车距离较长,进行站内多工位作业(装载、直线运行和曲线运行,或卸载、复位、直线运行和曲线运行)的场合。垂直式焊接链推车机一般只能在垂直方向弯曲,不能在水平方向弯曲,仅用于推车距离较短、在站内进行单工位作业(补偿扁轨高差或复位)的场合。

焊接链推车机的运行速度,通常采用 $0.3\sim 0.5\text{m/s}$ 。焊接链上每隔一定距离,设置一个可以抬起的活动式推爪。推爪推着货车在扁轨上等速运行。

焊接链推车机的优点是比自溜滑行可靠。缺点是焊接链无法进行机械加工因而节距误差较大运行不够平稳。此外焊接链之间系点接触因而磨损较快使用寿命较短。

2. 锻造链推车机

在中、小运量索道中,建议采用锻造链推车机(图2-6-35)。锻造链推车机的性能、运行速度和使用场合同水平式焊接链推车机。

锻造链采用高强度低合金钢,用模具整体锻造而成。因此它的精度和寿命均优于焊接链。由于结构上的特点,除了允许水平方向的弯曲之外,还允许少量的垂直方向的弯曲。因此可以进行空间曲线运动,特别适宜于低速环行空间运输作业。

锻造链的节距较大,一般采用 $l=100\text{mm}$ 。每隔一定距离,设置一个可以向上抬起的活动式推爪。某一工位要求货车静止作业时,通过用电磁铁控制的抬桥装置(图2-6-36)使推爪向上抬起,此时推爪脱离货车上的推车部位,其自身仍然继续向前运行。

3. 滚子链推车机

在大运量索道中,由于推车机驱动轮上的圆周力显著增加,焊接链和锻造链均已不能适应,此时往往采用滚子链推车机(图2-6-37)。

滚子链的节距更大,一般采用 $l=200\sim 275\text{mm}$ 。链条上的主要零件均采用优质材料经过热处理并进行精密加工,所有转动部分全部采用滚动轴承。因此滚子链的承载能力更大,精度更高,运行更为平稳,使用寿命大于焊接链和锻造链。

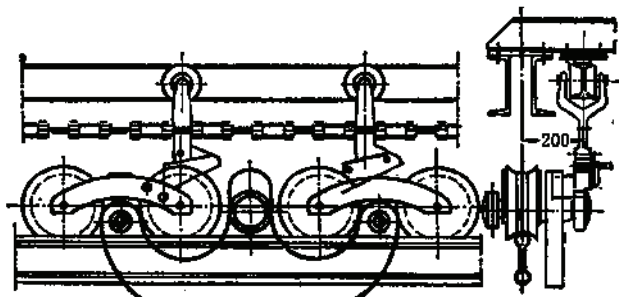


图 2-6-35 锻造链推车机

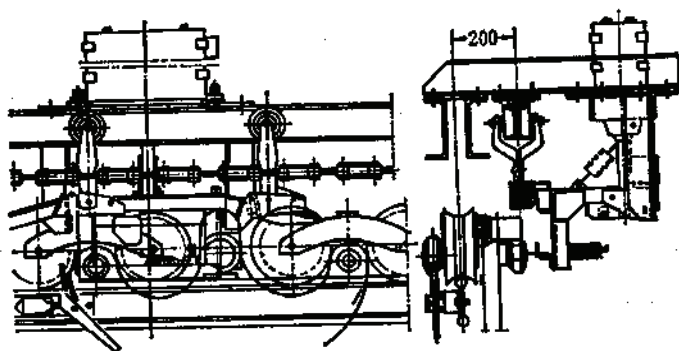


图 2-6-36 抬桥装置

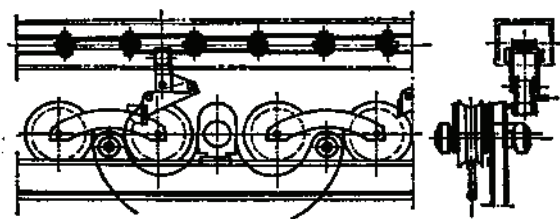


图 2-6-37 滚子链推车机

6.7.6.3 工位前制动和工位后启动

1. 电动阻车器

在小运量索道中, 往往采用电动阻车器(图2-6-38)来完成工位前制动和工位后启动作业。

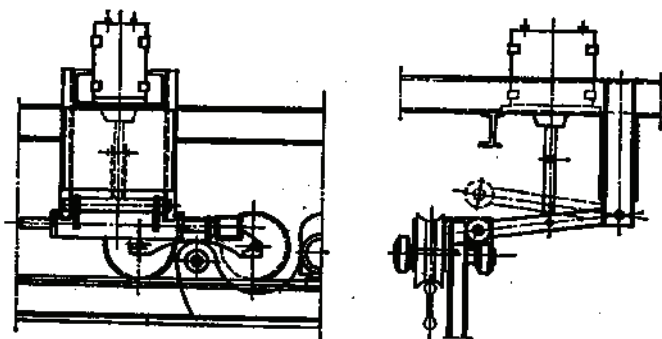


图 2-6-38 电动阻车器

电动阻车器利用电磁铁来控制其上下位置。阻车器放下时, 筒体内部的螺旋弹簧可吸收货车低速运行时的动能, 货车便被制动在所指定的工位上。阻车器抬起时, 借助于扁轨的坡度, 使货车自溜滑行到下一个工位上。

阻车器后面的扁轨, 具有不小于1%的坡度, 以防止货车倒退。阻车器前面的扁轨, 直线段的坡度不宜小于1.5%, 半径为7m左右的曲线段的坡度不宜小于2.5%, 以供货车向前自溜滑行。

一般情况下只设置单式电动阻车器。有时根据工位的需要(如出站段定距发车), 可设置复式电动阻车器。此时阻车器之间的距离不小于2.5m。前面的阻车器用安装于牵引索导向轮上的定距发车器进行控制, 保证按照规定的货车间距发出货车。也可用时间继电器进行控制, 此时货车按照规定的发车间隔时间发出。由于牵引索拉紧站上牵引索的速度变化较大, 在线路载荷的均匀程度方面, 定时发车不如定距发车。后面的阻车器由前面的阻车器控制, 当前面的阻车器阻住货车时, 后面的阻车器也呈阻车状态。当前面的阻车器发出货车延时一段时间并重新阻车时, 后面的阻车器放出一辆货车并迅速恢复阻车状态。

2. 气动阻车器

气动阻车器(图2-6-39)利用气缸来控制。阻车器放下时, 气缸中的压缩空气吸收货车动能; 阻车器抬起时, 货车靠扁轨的坡度向前自溜滑行。为了防止货车倒退并便于设置电气开关, 扁轨上设有逆止器。与气动阻车器配合使用。

气动阻车器的优点是动作可靠, 其缺点是能耗和噪音较大。

3. 气动阻推器

气动阻推器(图2-6-40)即能阻车又能推车。可以完成工位前制动和工位后启动两种作业。

气动阻推器的启动依靠气缸的推力, 阻推器前面的扁轨只需设置0.6%左右的等阻坡度。

气动阻推器的优缺点同气动阻车器。

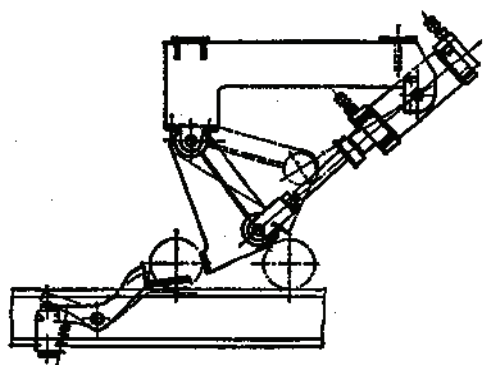


图 2-6-39 气动阻车器

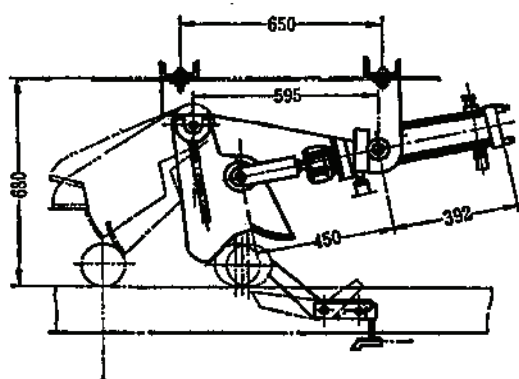


图 2-6-40 气动阻推器

4. 胶轮阻推器

在大运量索道中,可以采用由微机控制的,用两个充气胶轮组成的胶轮阻推器。对胶轮施加制动力矩时,阻推器发挥阻车作用;对胶轮施加驱动力矩时,阻推器发挥推车作用。一个设备可以同时完成工位前制动和工位后启动两种作业。

胶轮阻推器直接利用电能,工作时噪音很小,其阻车、推车能力和适应最小发车间隔时间方面均优于气动阻车器。

6.7.6.4 装载、卸载和复位

1. 扇形、指状、链式和颚式闸门

在小运量索道中,对站内机械化要求不高时,多采用手动、电动或风动的扇形、指状、链式或颚式闸门。

这些闸门的放料能力有限,对物料的流动性、均匀性调节较差,劳动定员增多,劳动条件不好。

2. 振动式装载机

在中、小运量索道中,建议尽量采用振动式装载机。

与各种闸门的重力放料相比,振动放料具有如下特点:

- (1) 受振物料的抗剪力下降、粘结力减小、流动性增大、放料效率提高。
- (2) 受振物料大块堵塞、小块组拱、粉料结拱的情况好转,物料通过性改善。
- (3) 放料过程中,料层连续、均匀,无跑料撒料现象。货车装载系数高。
- (4) 能够处理粘结性物料。
- (5) 结构简单、制造容易、设备费低、电耗小。

盘石镍矿索道,装载站设于高寒山区露天矿边,名义容积为400m³的

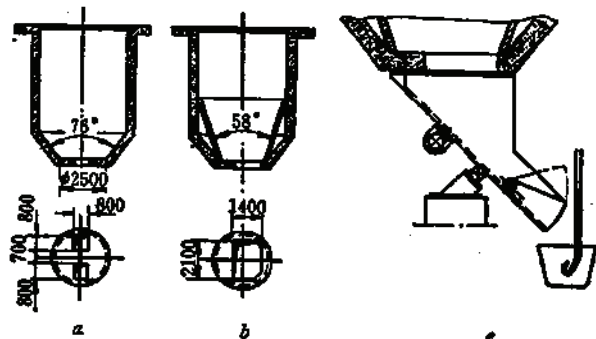


图 2-6-41 振动式装载机

a—改造前储仓; b—改造后储仓; c—振动式装载机

圆柱-圆锥形储仓的底部,设有两个 800×800 的排矿口,分别用风动扇形闸门进行重力放矿。但放矿时经常堵塞,特别是遇到冻矿或粘结矿,堵塞就更严重。工人用大锤敲,长钎捅,压风吹,甚至用炸药炸,严重影响装矿效率,常常迫使索道全线停车。

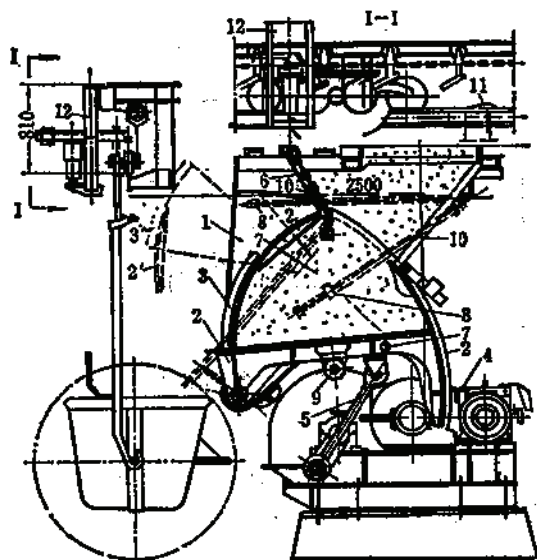


图 2-6-42 翻转式装载机

1—漏斗; 2—翻转料斗; 3—扇形闸门; 4—驱动装置; 5—曲柄机构; 6—链条门帘(蒙有橡胶板); 7—销轴; 8—销轴; 9—振动器; 10—拉杆; 11—触点开关; 12—阻车器

后来对储仓和装载机械进行了技术改造(图2-6-41):在混凝土储仓内设置一个锥角为 58° 的钢板衬筒,加大矿石的下滑力;将两个 0.64m^2 的排矿口改为一个 2.9m^2 的排矿口;将风动扇形闸门改为振动式装载机,振动溜槽倾角为 45° ,用两台 Hz_1-10 型附着式振动器,激振力为 8829N ,振动频率为 47Hz ,振幅为 1.32mm 。

技术改造收到了预期的效果,非特殊情况不再出现堵塞现象。即使在冬季和雨季,索道的装载效率也提高了 $20\sim 30\%$,有效地保证了索道的正常运行和选厂的正常生产。

在双线索道中,特别是当运输粘结性物料时,采用双质点振源的振动式装载机,优于单质点或以振动电机为振源的振动式装载机。前者为定向振动,可以针对不同性质的物料,调整激振力的大小和激振角的方向,达到理想的放料过程和生产能力。

3. 翻转式装载机

在中、小运量索道中,当要求实行自动装载时,可以采用翻转式装载机(图2-6-42)。

翻转式装载机属于计容装载设备,它适用于块度较大、流动性较好的物料的自动或非自动装载作业。

当货车被水平式锻造链推车机推向翻转式装载机时,货车车轮拨动触点开关11,抬桥装置向上抬起,货车便停止在装载工位上。与此同时,翻转式装载机的驱动装置亦投入工作。在计容料斗向下翻转 30° 之后,相当于触点开关动作后5秒钟,扇形闸门向上打开并开始放料,此时振动器同时投入工作。放料完毕扇形闸门先行关闭,在翻转式料斗没有恢复原始位置之前,与翻转式装载机联动的控制装置将抬桥装置放下,链式推车机便将货车推向发车工位。

翻转式装载机适用于 $0.63\sim 1.6\text{m}^3$ 货车。其驱动装置的功率,当物料块度不大于 180mm 时为 5.6kW 。最大块度为 $180\sim 250\text{mm}$ 时为 11kW 。

翻转式装载机的优点是动作可靠、装载均匀和能实现自动装载作业。缺点是料斗后侧偶尔有撒漏现象和放料不均匀时装载周期不能小于 22s 。

4. 旋转式装载机

在大运量或中等运量索道中,当发车间隔时间较短、物料块度较小并要求实现自动装载时,采用旋转式装载机(图2-6-43)最为合理。

在工艺流程上,先用振动式装载机或其它放料均匀并能精确控制放料量的装载机械向带式输送机供料,胶带运输机再向旋转式装载机供料。

旋转式装载机属于计容式装载设备,它由一个圆形或多边形的旋转筒体和驱动装置组成。旋转筒体内部分成四格,每格外侧延伸出一个溜槽,溜槽一侧设有推杆,推动货车在半圆形扁轨上运行。驱动装置既可采用电机传动,也可采用牵引索导向轮直接传动。不论采用哪种传动,旋转筒体的转速必须能够调节,以便适应索道运量的变化。

货车运行到准备装载的工位上,被阻车器挡住。旋转式装载机按照额定转速连续不断地旋转。当溜槽上的推杆运动到准备推动货车的稍前位置时,推杆拨动触点开关,使阻车器放开货车,随即推杆推动货车向前运行(此时准备装载的工位上的阻车器又重新关闭挡住下一辆货车)。被推杆推动的货车,在半圆形扁轨上运行到胶带运输机供料的区域时,实现边装载边运行。货车离开供料区域时刚好装完规定容积的物料,被推杆推动走完半圆形扁轨,接着由推车机推往准备发车的工位。

当物料含尘量较高时,旋转式装载机的上部应设置防尘装置。

旋转式装载机的优点是:

- (1) 装载能力大,能够适应大运量索道的重型货车的装载要求。
- (2) 大大缩短了发车间隔时间,最小的间隔时间可以缩短到 8 s。
- (3) 简化了装载环节,站内配置紧凑。

其缺点是要求物料块度较小而且比较均匀。

5. 站内卸载

站内卸载采用固定式或移动式卸载挡杆进行卸载。当卸载点较多时,一般是设置相同数量的固定式卸载挡杆,某些卸载点暂不工作时则将固定式卸载挡杆固定于空档位置。当卸载带较长时,一般是只设置一个移动式卸载挡杆。

6. 站外卸载

站外卸载采用空中卸载器(图2-6-44)进行卸载。

空中卸载器由承载索夹紧器、上部压轨、双侧护轨、牵引索托索轮、卸载挡板和框架等部件组成。空中卸载器支承在承载索上,并用四根锚固在地面上的钢丝绳绷紧以防止横向摆动,货车经过空中卸载器时,卸载挡板打开货车上的门板,货箱翻转或底部开启卸载。

货车在空中卸载器中卸载时,为了避免承载索在垂直平面内引起剧烈的振动,须遵循跨卸式堆货索道的设计要求(见本篇8.2.2.2)。昆明钢铁厂上厂铁矿索道采取如下办法也是有效的:减少卸载区段两端支架的跨距、货车的有效载荷不得大于空车重力加上跨距内承载索的重力和对四根绷紧绳施加适当的预紧力。

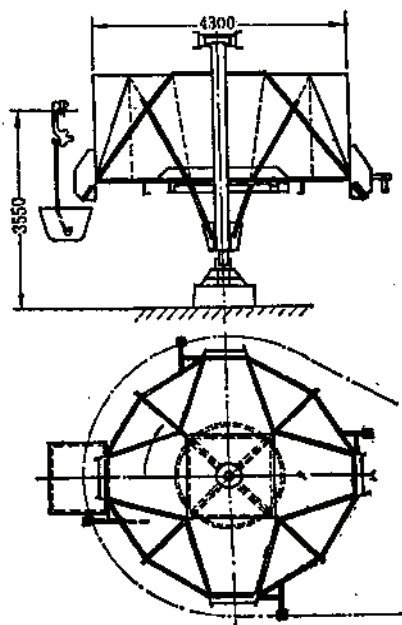


图 2-6-43 旋转式装载机

7. 货车复位

对于翻转式货车，卸载后的复位可采用螺旋复位器（图2-6-45）。货车在复位时的运行速度，建议不要大于 0.8m/s ，以便减少复位时的冲击。为了提高货车的复位率，应保证货车必要的刚度并控制货车的变形不超出一定范围。

至于底卸式货车，卸载后的复位相当简单。采用复位曲轨时，复位率也高。

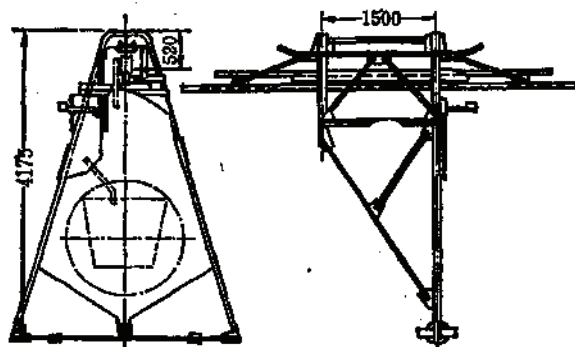


图 2-6-44 空中卸载器

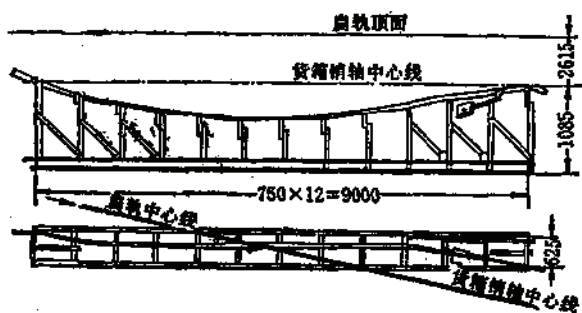


图 2-6-45 螺旋复位器

第七章 单线循环式货运索道

编写单位 南昌有色冶金设计研究院

编写人 郭向东

7.1 基本参数的选择和计算

单线循环式货运索道基本参数的选择和计算, 与双线循环式索道相似。基本参数按表 2-7-1 计算。

基本参数的符号和计算公式

表 2-7-1

序号	名 称	符号或计算公式	序号	名 称	符号或计算公式
1	年运输量(t/a)	A_n	11	发车间隔时间(s)	$t = \frac{3600}{Z}$
2	年工作日(d)	N	12	货车运行速度(m/s)	v
3	昼夜工作时数(h)	n	13	货车间距(m)	$\lambda = vt$
4	运输不均匀系数	C	14	货车有效载荷(N)	$Q_s = A_s g$
5	日运输量(t/d)	$A_r = \frac{A_n}{N}$	15	空货车重力(N)	Q_0
6	小时运输量(t/h)	$A_s = \frac{CA_r}{n}$	16	重货车重力(N)	$Q = Q_0 + Q_s$
7	松散物料密度(t/m ³)	γ	17	牵引索每米重力(N/m)	q_0
8	货车容积(m ³)	V	18	线路均布载荷(N/m)	
9	货车有效装载量(kg)	$A_s = 1000V\gamma$		重 车 侧	$q_s = \frac{Q}{\lambda} + q_0$
10	小时发车数	$Z = \frac{1000A_s}{A_r}$		空 车 侧	$q_k = \frac{Q_0}{\lambda} + q_0$

注: g 为重力加速度可取 $g \sim 9.81 \text{ m/s}^2$ 。

计算基本参数时注意以下问题:

(1) 昼夜工作时数、运输不均匀系数及发车间隔时间的选取和双线循环式货运索道相同, 见本篇 6.1。

(2) 机械工业部制定的单线循环式索道标准货车分为四连杆式抱索器货车(DS型)和鞍式抱索器货车(DA型)二种。容积有 0.16、0.2、0.25、0.32、0.4、0.5、0.63、0.8 m³ 八种; 货车承载能力有 4 kN、7 kN、10 kN 三种等级。20 kN 等级的产品有待补齐。

(3) 货车速度系列有: 1.6、2.0、2.5、2.8、3.15 m/s 几种, 常用 2.0 和 2.5 m/s 两种速度。加大运行速度可减小线路均布载荷, 是提高单线索道运输能力的重要手段之一。

单线货运索道最大速度已达 4 m/s 左右, 并仍有发展趋势。速度高要求站内机械化水平相应高, 以保证货车进出站准确地加、减速。

7.2 牵引索的选择

7.2.1 牵引索结构形式的选择

单线索道的牵引索除牵引货车运动外还支承货车, 抵抗横向载荷。其磨损和疲劳断丝都较双线索道牵引索快。要求所选用的钢绳在耐磨、抗弯、抗拉、抗挤压等方面的性能均佳。

一般选用 6×7 同向捻结构或 6X(19) 线接触同向捻结构钢绳作牵引索。禁止采用交互捻钢绳。钢绳表面钢丝直径应不小于 2 mm。钢绳的公称抗拉强度一般选用 1370~1670 MPa。

牵引索的使用寿命和线路侧型、使用维护条件以及出厂质量有关。我国较小运量的单线索道的牵引索使用寿命以运输量计, 多在 20 万 t 左右。运量较大的索道, 一般 30~40 万 t。鞍式抱索器可改善牵引索的使用条件, 吉林盘石镍矿索道牵引索寿命达 50~60 万 t。

牵引索的接头是最易损坏的部位, 减少牵引索闭合环内的钢绳接头数目是减少维护工作和延长牵引索使用寿命的重要手段。设计文件应提出订购单根钢绳的最小长度的要求, 保证接头数最少(一般订购的单根长度不应小于 2000 m)。

7.2.2 选择计算

7.2.2.1 牵引索的最小拉力

牵引索在具有最小拉力时应足以抵抗货车重力的弯曲作用, 需满足:

$$n_0 = \frac{t_{\min}}{Q} \geq 8 \sim 12 \quad (2-7-1)$$

式中 $t_{\min}$ ——重车侧牵引索最小拉力, N;

Q ——重货车重力, N;

在一般情况下, 对鞍式抱索器货车 n_0 取 8~9; 重力式抱索器货车取 9~10。当线路起伏大、跨度大或爬坡角大时 n_0 可取上限值。此外, 对于侧型平滑的索道, 起终点高差很小时 n_0 取上限值有利于驱动防滑和提高牵引索抵抗横向载荷的能力; 而起终点高差很大时 n_0 取下限值可增大传动高差和最大限度地减小牵引索规格, 而牵引索的平均抗弯曲能力仍可保持相当的水平。

7.2.2.2 牵引索的安全系数

牵引索的抗拉安全系数应满足:

$$n = \frac{t_p}{t_{\max}} \geq 4.5 \quad (2-7-2)$$

式中 t_p ——钢绳的破断拉力, N;

$t_{\max}$ ——最大静拉力, N;

一般索道牵引索最大静拉力出现在重车侧, 和最小拉力的关系为:

$$\begin{aligned} t_{\max} &= t_{\min} + q_1 H \pm f_0 q_2 L \\ H &= E_{\max} - E_{\min} \end{aligned} \quad (2-7-3)$$

式中 H ——高差, m;
 $E_{\max}$ ——最大拉力点标高, m;
 $E_{\min}$ ——最小拉力点标高, m;
 q_s ——重车侧的均布载荷, N/m;
 L ——最大拉力点和最小拉力点之间的水平距离, m;
 f_0 ——货车运行阻力系数, 其取值见本篇7.4.1, 正负号的选定: 从 $f_{\min}$ 到 $f_{\max}$, 其方向与货车运行方向一致时取正号, 反之取负号。

7.2.2.3 牵引索直径的选择

1. 预选公式

在绘出牵引系统图, 初步确定最大拉力和最小拉力点后, 就可计算牵引索所需的单位长度质量:

$$q'_s = \frac{n_0 \lambda + H \pm f_0 L}{9.4 \frac{\sigma_B}{n} - (H \pm f_0 L)} q' \quad (2-7-4)$$

$$q' = \frac{A_s}{\lambda}$$

式中 q'_s ——钢绳的单位长度质量, kg/m;
 σ_B ——钢绳的公称抗拉强度, MPa;
 q' ——重货车的折算均布质量, kg/m;
 A_s ——重货车质量, kg;
 n_0 ——最小拉力和重货车重力之比;
 n ——牵引索的抗拉安全系数;

H 、 L 、 f_0 的意义同(2-7-3)式。

2. 钢绳直径的确定

根据计算值 q'_s , 选取钢绳标准单位长度质量, 查出对应的钢绳直径, 最后进行安全系数校验。

7.2.3 减小牵引索的最大拉力——多段传动

当索道高差大、距离长或线路载荷大时, 牵引索所需直径大, 相应设备规格加大; 高拉力区段的托索轮磨损厉害; 大直径牵引索接头的编接趋于困难, 故牵引索直径不宜超过40mm。采用分段传动可降低线路的最大拉力, 使牵引索直径选小。

单线索道的最大传动高差一般200~400m(运量大时高差减小, 制动运行索道比动力运行索道的最大传动高差大)。传动长度一般5~6km(运量较小而地形又较平坦时可到15km)。

采用多段传动的缺点是: 设备数量增加; 线路中间需设衔接站, 货车与牵引索的脱开、挂结次数增加导致抱索器的磨损加快, 事故几率增加。因此, 对具体索道是否要分段传动应进行综合比较后选定。

随着大运量单线索道的发展, 国外牵引索直径已超过40mm。一种将两套驱动机分别设在索道两端的头尾传动方式, 使一个牵引索闭合环的传动长度达到20km(苏丹Atbara单线索道, 设计运输能力215t/h)。这种驱动方式既可减小牵引索的最大拉力又可减少

中间环节。

划分传动段的原则和方法同双线索道，见本篇6.3.5。

7.2.4 牵引索导绕系统轮径的选择

牵引索导绕轮的选型和站房配置及线路设计有关，但首先必须确定所需的轮径大小。

牵引索导绕系统轮径选择如下：

(1) 托索轮直径：

$$D \geq (16 \sim 20)d$$

式中 D ——托索轮直径，mm；

d ——牵引索直径，mm。

(2) 其它导向轮直径和牵引索直径及围包角有关，见本篇表2-6-3。

7.3 牵引索拉紧系统的确定

7.3.1 拉紧系统的配置和拉紧装置的选择

7.3.1.1 拉紧装置的设置地点

牵引索拉紧装置一般应设于拉紧区段拉力较小的一端，对于高差较大的索道也就是地形低的一端，若因某些条件限制，有时也将拉紧装置和驱动机配置在一起，或将拉紧装置

放置在较高的一端。将拉紧装置设在高端的缺点是：拉紧重锤加大；拉紧索及导轮的直径选大；线路凹陷区支架增高；牵引索在空车侧拉力增大，托索轮磨损相应较高。

7.3.1.2 拉紧系统的配置

拉紧装置和重锤的配置方式应根据站房及地形条件确定。常用的配置方式有如下几种（图2-7-1）：

图2-7-1中a、e的配置适合于低站房；b、c的配置适合于高站房，其中c的重锤行程只有b的一半；d配置用在站后有较陡的地形，不必建重锤架。用一台专用绞车来调节

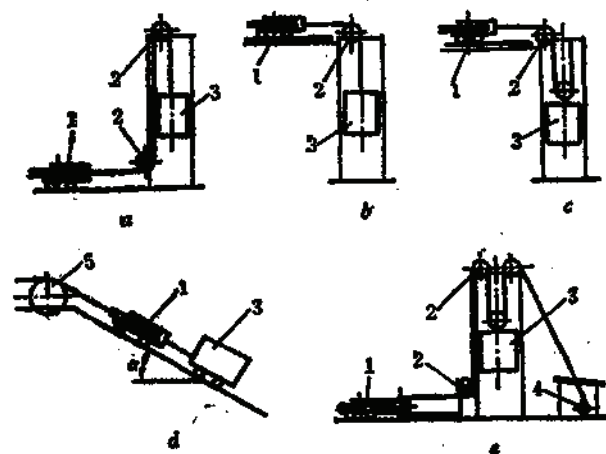


图 2-7-1 拉紧方式示意图

1—拉紧装置；2—拉紧索导向轮；3—重锤；4—绞车；5—牵引索导向轮

重锤悬挂高度的配置（e）对防止重锤落地，保证牵引索经常具有恒定的初拉力作用显著，同时可选用较其它配置方式小的拉紧索直径，重锤架的高度也可适当降低。这种拉紧方式在广西大厂单线索道得到应用。在a和e的配置中，设有使拉紧索向上绕导的导向轮，这种安装方式的导向轮轴承座受拉，一些索道发生过轴承断裂事故，应禁止用铸铁轴承座。

7.3.1.3 拉紧重锤和拉紧装置的选择

1. 拉紧重锤质量的计算

对于图2-7-1中 a 、 b 、 c 的配置拉紧重锤质量应为:

$$W' = \frac{2t_0}{g} \quad (2-7-5)$$

对于 c 的配置:

$$W' = \frac{4t_0}{g} \quad (2-7-6)$$

对于 d 的配置

$$W' = \frac{2t_0}{g \sin \alpha} - G \quad (2-7-7)$$

式中 W' ——重锤质量, kg;

t_0 ——牵引索所需初拉力, N;

G ——拉紧装置质量, kg;

α ——倾角, ($^\circ$);

g ——重力加速度, m/s²;

如果拉紧装置设在线路最低点, 则 $t_0 = t_{\min}$; 如果拉紧装置的设置端比线路最低点高 h_1 , 两点相距 l_1 时, 则按下式计算:

$$t_0 = t_{\min} + q_s h_1 \pm f_s q_s l_1 \quad (2-7-8)$$

f_s 的符号决定, 自 $t_{\min}$ 至 t_0 , 其方向和货车运行方向相同时取正号, 反之取负号。

2. 拉紧装置的选择

根据拉紧系统的配置、拉紧重锤的重力以及牵引索直径, 按机械工业部标准产品选择拉紧装置, 有特殊要求时 (例如采用图2-7-1的拉紧装置时) 可按类似条件自行设计。为了减少牵引索的在拉紧站内的导绕次数, 一般都选拉紧装置尾轮的直径和索道索距相等。

7.3.2 拉紧索导向轮系的阻力

单线索道牵引索拉紧系统的重锤质量大, 拉紧导向轮受的径向力也大, 形成系统内较大的阻尼力, 故其重锤一般不象双线索道牵引系统的拉紧重锤, 在索道运行过程中产生过剧的运动。采用滑动轴承的拉紧索导向轮轴承阻力很大, 拉紧索经过多次导向后, 重锤调节牵引索拉力的功能显著下降。有的索道重锤长期不动, 轴承和轴呈胶合状。七十年代后建的索道, 拉紧索导向轮都改用滚动轴承, 拉紧效果大为改善。但一些轮系简单的拉紧系统又出现了重锤动作过灵敏现象, 拉紧索损坏很快。单线索道拉紧重锤动作过速还使事故率提高。

为使重锤处于正常运行状态, 除其质量选择合理外, 拉紧索导向轮系还应具有合适的阻力, 阻力大小应以消除重货车进站或出站时牵引索拉力波动对重锤的影响为宜, 根据经验应为:

$$\Sigma \Delta f = (0.3 \sim 1) Q$$

式中 $\Sigma \Delta f$ ——牵引索在拉紧索导向轮的阻力和, N;

Q ——重货车重力, N;

当和拉紧端站毗邻的第一跨 $l < \lambda$ 时取上限, 当 $l \geq 3\lambda$ 时取下限。

单个导向轮的阻力计算:

$$\Delta f = \left(2\mu \frac{d_0}{D} \sin \frac{\alpha}{2} + 0.1 \frac{d^2 + 0.3}{D - 10} \right) t \quad (2-7-9)$$

式中 Δf ——导向轮阻力, N;

α ——拉紧索在导向轮上的包角($^\circ$);

d_0 ——导向轮轮轴直径, cm;

D ——导向轮直径, cm;

d ——拉紧索直径, cm;

t ——拉紧索在导向轮处的拉力, N;

μ ——轴承阻力系数, 滚动轴承0.003~0.02, 滑动轴承0.1~0.2。

大厂单线索道采用图2-7-1, c 配置, 拉紧索导绕较多, 全部采用滚动轴承的导向轮阻力之和较大, 索道运行时重锤有缓慢移动。

画眉坳索道采用图2-7-1, a 配置, 在二个导向轮都为滚动轴承时拉紧站每发出一重车都引起重锤有规律的升降, 拉紧索寿命很低, 将其中的上部导向轮改用滑动轴承后, 重锤仅在索道启动制动时产生微动, 阻力较为合适。

以阻力合适而论, 对图2-7-1, d 配置方式的采用宜慎重。

7.3.3 拉紧装置的行程

单线索道拉紧装置的行程计算和双线索道不同, 其载荷变化引起的行程改变和牵引索的弹性伸长是相互抵消的。行程计算按下式进行:

$$\Delta S = \frac{1}{24} \left[\frac{q_0^2}{t_0^2} - \frac{q_1^2}{t_1^2} \right] \Sigma \frac{l^3}{\cos \alpha} + \frac{t_1 - t_0}{EF} L' + \rho L' + e \Delta t L' \quad (2-7-10)$$

$$q_1 = \frac{1}{2} (q_0 + q_n)$$

$$L' = \Sigma \frac{l}{\cos \alpha}$$

$$t_1 = \frac{t_0 + t_n + 2t_g + \Sigma t_s + \Sigma t_b}{4 + 2n}$$

式中 ΔS ——行程, m;

q_0 ——牵引索每米重力, N/m;

q_1 ——重、空侧均布载荷的平均值, N/m;

E ——牵引索的弹性模量, 取 $E = 80000 \text{ MPa}$;

F ——牵引索的有效截面积, mm^2 ;

l ——跨距, m;

α ——弦倾角, ($^\circ$);

L' ——线路长度, m;

e ——钢的线胀系数, $e = 0.000011$;

Δt ——索道所在地区的最大温差, $^\circ\text{C}$;

ρ ——牵引索的残余伸长系数 $\rho = 0.001 \sim 0.004$, 未预拉伸的钢丝绳取大值;

t_0 ——空索的平均安装拉力, N;

t_1 ——满载运行时索引索的平均拉力, M;

- t_r ——驱动轮入边拉力, N;
 t_o ——驱动轮出边拉力, N;
 t_0 ——初拉力, N;
 Σt_s ——重车侧特征点拉力和, N;
 Σt_k ——空车侧特征点拉力和, N;
 n ——特征点的数目。

根据实践经验,拉紧装置的有效行程最短应不小于牵引索接头长度(一般为钢丝绳直径的1000倍)的1/2。在地形条件允许时,行程尽量取大有利于牵引索安装和处理早期损坏的牵引索接头。同时注意,拉紧索要留出足够的调节长度,使重锤架高度不致增高。

7.3.4 拉紧索及其导向轮的选择

(1) 拉紧索一般选用 6×37 或 6×61 钢绳,阻力较小的拉紧系统,重锤运动可能较多的宜选用 $6X(37)$ 、 $6W(36)$ 或 $6XW(36)$ 线接触钢绳。

钢丝绳抗拉安全系数 $n \geq 5$ 。

(2) 拉紧索导向轮可按标准产品选择,有特殊要求时也可自行设计,但应满足直径 $D \geq 40d$ (d 为拉紧索直径) 和轴载荷的适应能力。

7.4 牵引计算和驱动机的选择

7.4.1 牵引计算

(1) 单线索道牵引计算的目的同双线索道。

(2) 牵引索绕过站房内导向轮的阻力;

$$\Delta t = (C_s + C_r)t \quad (2-7-11)$$

式中 Δt ——阻力损失, N;

t ——位于导向轮上的牵引索拉力, N;

C_s ——导向轮轴承阻力系数,见表2-6-5;

C_r ——牵引索刚性阻力系数,见表2-6-6。

(3) 线路运行阻力;

$$\Delta t = f_0 q L \quad (2-7-12)$$

式中 q ——线路均布载荷,对重车侧用 q_s 代,对空车侧用 q_k 代, N/m;

L ——线路水平长度, m;

f_0 ——阻力系数,可按经验选取;

对钢缘托索轮;

动力运行制索道 $f_0 = 0.015 \sim 0.02$,

制动运行制系统 $f_0 = 0.008 \sim 0.012$;

对塑性衬轮缘的托索轮;

动力运行制索道 $f_0 = 0.025 \sim 0.03$

制动运行制索道 $f_0 = 0.015 \sim 0.02$;

对地形复杂、大跨度多的线路 f_0 取上限;对线路平坦或单一坡向的索道 f_0 取

下限。

(4) 牵引系统拉力的计算方法同双线索道, 即从拉紧装置端开始分别沿重车侧和空车侧各特征点向驱动机端推算。

(5) 功率的计算和电动机的选择同双线索道, 见本篇6.5.4。

7.4.2 驱动机的选择

7.4.2.1 一般选用方法

根据功率、牵引索直径、驱动轮入侧与出侧的拉力以及运行速度, 可按机械工业部标准系列产品(JB2787—79)选择合适的驱动机, 并验算在最不利运行情况下启动或制动状态时牵引索在驱动轮上的附着系数 e^{μ} 。验算方法和公式见本篇6.5.5。

单线索道牵引索的初拉力较双线索道大, 在多数情况下, 用单槽(180°包角)驱动轮即能满足防滑要求。

7.4.2.2 单线索道驱动机应用特例

1. 一套制动闸或无闸驱动机

一般索道驱动机带有两套闸, 一套工作闸一套安全闸。对于中、小运量, 牵引系统内的运动质量又较小的单线索道, 如果线路平坦, 两端高差不大, 切断电源后能自动停止而且没有反转危险的, 可采用简易的无闸或只设一套闸的驱动机。英德硫铁矿单线索道和圆眉坳钨矿单线索道属于这种类型。

2. 中心传动驱动机

对运行功率较小的索道, 立式驱动机可以采用电动机-标准减速机-驱动轮的中心传动结构, 克服大直径、大模数开式齿轮传动的缺点。这种组合, 电动机按最不利运转情况选择功率和规格, 但减速机可以按正常工作功率进行选型(校核过负荷强度条件)。江西七宝山索道采用的立式中心传动驱动机, 实际选用减速机规格比按电动机功率进行匹配的规格减少二个级别左右, 设备总重较同类标准产品降低约30%, 自1971年运行以来减速机运行良好, 齿轮未大修更换。

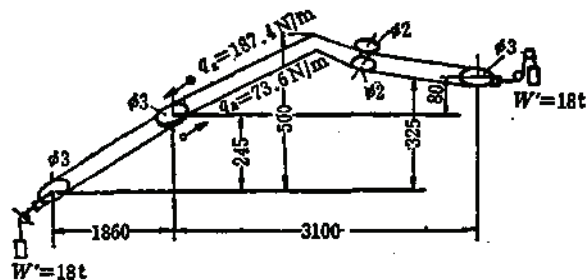


图 2-7-2 潘田索道中间驱动系统

3. 同时传动两个区段的双槽卧式驱动机

对多传动段索道, 在两毗邻传动段的中间驱动站地形适于采用卧式驱动机, 并且上传动段为动力运行, 下传动段为制动运行时, 以可同时传动两个区段的双槽卧式驱动机进行联合驱动最优。福建潘田索道采用这种驱动机形式使两驱动段的正功率和负功率部分抵消(若两段采取分别驱动, 需选两台95kW的驱动机, 采用联合驱动后, 一台驱动机的电动机功率仅为70kW), 节省了投资和能耗。

辽宁华铜索道和云南会泽索道, 也采用单台双槽卧式驱动机联合驱动, 效果很好。

7.4.3 牵引计算与驱动机选择例题

设计小时运输量 $A_h = 100 \text{ t/h}$ 的单线循环式索道。选用 DS-10-0.4 型货车，容积 0.4 m^3 ，空货车质量 200 kg ，装载量 700 kg 。重货车质量 900 kg 。名义运行速度 2.5 m/s 。发车间隔时间 25 s ，货车间距 62.5 m 。牵引系统如图 2-7-3 所示。

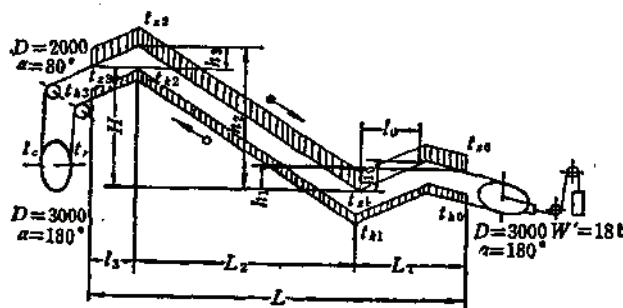


图 2-7-3 牵引系统

$$L = 2800 \text{ m} \quad L_1 = 500 \text{ m} \quad L_2 = 2000 \text{ m} \quad L_3 = 300 \text{ m} \\ H = 180 \text{ m} \quad h_1 = 40 \text{ m} \quad h_2 = 230 \text{ m} \quad h_3 = 10 \text{ m}$$

有关选择计算如下：

(1) 预选牵引索采用 6×7 同向捻钢绳，公称抗拉强度 $\sigma_B = 1520 \text{ MPa}$ 。取最小拉力与重车集中载荷之比 $n_0 = 9$ ，安全系数 $n = 4.5$ ；线路阻力系数 $f_0 = 0.008$ ，根据牵引系统图判断最大拉力点和最小拉力点的高差为 230 m 、水平距 2000 m ，代入公式 (2-7-4)：

$$q'_0 = \frac{n_0 \lambda + H - f_0 L}{9.4 \frac{\sigma_B}{n} - (H - f_0 L)} q' = \frac{9 \times 62.5 + 230 - 0.008 \times 2000}{9.4 \times \frac{1520}{4.5} - (230 - 0.008 \times 2000)} \times \frac{900}{62.5} \\ = 3.78 \text{ kg/m}$$

选择直径为 32 mm 的钢绳，每米质量为 3.86 kg/m 。

(2) 有关载荷参数的计算如下：

$$\text{重货车重力: } Q = 900 \times 9.81 = 8830 \text{ N}$$

$$\text{空货车重力: } Q_0 = 200 \times 9.81 = 1960 \text{ N}$$

均布载荷

$$\text{空索时: } q_0 = 3.86 \times 9.81 = 37.87 \text{ N/m}$$

$$\text{重车侧: } q_1 = \frac{Q}{\lambda} + q_0 = \frac{8830}{62.5} + 37.87 = 179.13 \text{ N/m}$$

$$\text{空车侧: } q_2 = \frac{Q_0}{\lambda} + q_0 = \frac{1960}{62.5} + 37.87 = 69.26 \text{ N/m}$$

(3) 拉紧重锤计算如下：

牵引索最小拉力：

$$f_{\min} = n_0 Q = 9 \times 8830 = 79470 \text{ N}$$

所需初拉力根据公式 (2-7-8)

$$f_0 = f_{\min} + q_1 h_1 + f_0 q_1 L_1 = 79470 + 179.13 \times 40 + 0.008 \times 179.13 \times 500 = 87350 \text{ N}$$

重锤质量：

$$W' = \frac{2f_0}{g} = \frac{2 \times 87350}{9.81} = 17810 \text{ kg}$$

选取 18 t 重锤。

重锤重力: $W = 18000 \times 9.81 = 176580 \text{ N}$

(4) 查各导向轮阻力系数:

$\phi 3000$ 驱动轮, 包角 180° , 由表 2-5-5 及 2-5-6 查得 C_1 和 C_2 并计算:

$$C_1 = C_2 + C_3 = 0.0038 + 0.0028 = 0.0064$$

$\phi 2000$ 垂直导向轮, 包角 80° 查表得:

$$C_2 = 0.0055 + 0.0021 = 0.0076$$

$\phi 3000 \text{ mm}$ 拉紧装置导向轮, 包角 180° $C_3 = C_1 = 0.0064$.

(5) 用逐点计算法, 计算各特征点拉力:

重车侧

$$t_{20} = \frac{W}{2} (1 - 0.5C_1) = \frac{176580}{2} (1 - 0.5 \times 0.0064) = 88000 \text{ N}$$

$$t_{21} = t_{20} - q_k h_1 - f_0 q_k L_1 = 88000 - 179.13 \times 40 - 0.008 \times 179.13 \times 500 = 80120 \text{ N}$$

$$t_{22} = t_{21} + q_k h_2 + f_0 q_k L_2 = 80120 + 179.13 \times 230 + 0.008 \times 179.13 \times 2000 = 118450 \text{ N}$$

$$t_{23} = t_{22} - q_k h_3 - f_0 q_k L_3 = 118450 - 179.13 \times 10 - 0.008 \times 179.13 \times 300 = 116230 \text{ N}$$

$$t_2 = t_{23} - C_2 t_{23} = 116230 - 0.0076 \times 116230 = 115350 \text{ N}$$

空车侧

$$t_{10} = \frac{W}{2} (1 + 0.5C_1) = \frac{176580}{2} (1 + 0.5 \times 0.0064) = 88570 \text{ N}$$

$$t_{11} = t_{10} - q_k h_1 + f_0 q_k L_1 = 88570 - 89.26 \times 40 + 0.008 \times 89.26 \times 500 = 86080 \text{ N}$$

$$t_{12} = t_{11} + q_k h_2 + f_0 q_k L_2 = 86080 + 89.26 \times 230 + 0.008 \times 89.26 \times 2000 = 103120 \text{ N}$$

$$t_{13} = t_{12} - q_k h_3 + f_0 q_k L_3 = 103120 - 89.26 \times 10 + 0.008 \times 89.26 \times 300 = 101590 \text{ N}$$

$$t_1 = t_{13} + C_2 t_{13} = 101590 + 0.0076 \times 101590 = 102360 \text{ N}$$

(6) 校核牵引索最大拉力点的安全系数:

由 $\phi 32 \text{ mm}$ 钢丝绳查得的钢丝破断拉力总和, 再乘以换算系数 0.88 得:

$$t_p = 0.88 \times 62600 \times 9.81 = 540413 \text{ N}$$

最大拉力点在 t_{22} 处, $t_{\max} = t_{22} = 118450 \text{ N}$

$$n = \frac{t_p}{t_{\max}} = \frac{540413}{118450} = 4.56 > 4.5 \text{ (安全)}$$

(7) 正常情况下的运行功率计算:

驱动轮阻力:

$$\Delta t = \frac{t_2 + t_1}{2} C_1 = \frac{115350 + 102360}{2} \times 0.0064 = 700 \text{ N}$$

制动圈周力:

$$P_s = t_2 - t_1 - \Delta t = 115350 - 102360 - 700 = 12290 \text{ N}$$

因为索道为负力运行, 取制动运行速度 $v = 2.61 \text{ m/s}$, 则正常运行时的功率为:

$$N = \frac{P_s v \eta}{1000} = \frac{12290 \times 2.61 \times 0.95}{1000} = 30.5 \text{ kW}$$

(8) 最不利运行情况的功率计算:

最不利运行情况产生在重车上坡 16% 段缺车, 并按缺 5 个货车考虑

$$l_0 = 5\lambda = 5 \times 62.5 = 312.5 \text{ m}$$

$$h_0 = 312.5 \times 0.16 = 50 \text{ m}$$

缺车时的附加圈周力:

$$\Delta P = (q_k - q_0) h_0 - f_0 (q_k - q_0) l_0 = 141.26 \times 50 + 0.008 \times 141.26 \times 312.5 = 7420 \text{ N}$$

缺车时的最大圈周力:

$$P'_s = P_s + \Delta P = 12290 + 7420 = 19710 \text{ N}$$

电动机功率:

$$N > \frac{KP'_s v \eta}{1000} = \frac{1.3 \times 19710 \times 2.61 \times 0.95}{1000} = 63.5 \text{ kW}$$

选用电动机: JR115-6, 额定功率75kW, $\gamma_m = 1.9$

(9) 验算电动机的制动功率

惯性力计算: 取制动时间 $\tau = 25 \text{ s}$

$$\text{重车侧: } J_s = \frac{q_s}{g} L \frac{v}{\tau} = \frac{179.13}{9.81} \times 2800 \times \frac{2.61}{25} = 5340 \text{ N}$$

$$\text{空车侧: } J_s = \frac{q_s}{g} L \frac{v}{\tau} = \frac{69.26}{9.81} \times 2800 \times \frac{2.61}{25} = 2060 \text{ N}$$

回转系统: $J \approx J_s + J_s = 5340 + 2060 = 7400 \text{ N}$

$$\text{制动功率: } N_{\text{制}} = \frac{(P' + J) v \eta}{1000} = \frac{(19710 + 7400) \times 2.61 \times 0.95}{1000} = 67.22 \text{ kW}$$

$$\frac{N_{\text{制}} d}{\gamma} = \frac{67.22}{1.9 \times 0.75} = 47.17 < 75 \text{ (安全)}$$

(10) 牵引索在驱动轮上的防滑验算如下:

选择DL30-75型单槽立式驱动机, 牵引索在驱动轮上的包角 180° , 半硬聚氯乙稀衬垫 $\mu = 0.2$, 则 $e^{\mu\alpha} = 1.87$

牵引索附着最不利情况, 即重车上坡段缺车时制动:

$$\frac{t'_s + J_s}{t_s - J_s} = 1.1 \times \frac{(115350 + 7420) + 5340}{102360 - 2060} = 1.4 < 1.87 \text{ (安全)}$$

7.5 线路设计

7.5.1 线路设计的基本要求

7.5.1.1 安全运行要求

(1) 牵引索在最大挠度的情况下, 货车底部和障碍物间的安全距离应符合表2-3-1, 及表2-3-2的规定。

为了校核安全距离, 应计算障碍物上方正好有货车作用时牵引索的挠度, 此时按公式(2-6-70)计算。实践表明, 由于单线索道兼作承载索用的牵引索在传动过程中产生拉力波动, 货车在跨中运行时处于浮动状态, 因此应计及牵引索的最低浮动挠度 f_{sm} , 一般可取:

$$f_{sm} = 1.1 \sim 1.25 f_s \quad (2-7-13)$$

式中 f_s ——为按公式2-6-70的计算值, m。

跨度大而且货车位于跨度中间位置时取大值, 货车接近支架位置或跨度小时取小值。

(2) 支架两侧无货车时, 牵引索在最大拉力情况下不脱离架顶托索轮。

对于处于凹陷地形的线路, 牵引索在支架上的最小折角一般要求不小于 $1^\circ 30'$, 同时靠贴系数不小于1.2。

靠贴系数按下式计算:

$$K = \frac{q_0 \left(\frac{l_s}{\cos \alpha_s} + \frac{l_y}{\cos \alpha_y} \right)}{2 |t_{\max} (\sin \alpha_s + \sin \alpha_y)|} \quad (2-7-14)$$

或

$$K \approx 1 + \frac{\delta_{\min}}{|\delta_0|}$$

式中 $t_{\max}$ ——牵引索在支架上的最大拉力，一般在拉紧装置设在线路低端的情况下，取线路满载时的计算拉力；在拉紧装置设在线路高端的情况下，取全线空索状态和满载状态计算拉力中的最大值，N；

l_s, l_r ——分别为支架左、右侧的跨距，m；

α_s, α_r ——分别为支架左、右侧的弦倾角，并规定从架顶引出的弦线位于水平线以上时为负角，反之为正，(°)；

δ_0 ——弦折角， $\delta_0 = \alpha_s + \alpha_r$ ，只有当 δ_0 为负值时本式计算才有意义，(°)；

$\delta_{\min}$ ——牵引索在支架上的最小折角，为支架两侧空索倾角之和，(°)。

必要时还可用单线循环式客运索道检查牵引索在支架托索轮上靠贴力的方法进行校核，见本篇第十章。

(3) 限制货车在线路上的最大爬坡角，对现行的四连杆重力式抱索器一般不超过 30° ，鞍式抱索器一般不超过 20° 。

单线索道货车的最大爬坡角等于满载且有一个货车接近支架时的牵引索总倾角。

7.5.1.2 一般技术要求

(1) 配置支架时应力求牵引索在支架上的载荷均匀，避免过大的弯折，以提高货车运行的平稳性和延长牵引索的寿命。

(2) 支架间距避免采用货车间距的整数倍，并注意同时行近支架的货车数目在一个传动段中不超过支架总数的25%，以使驱动器负荷均匀。

(3) 选择托索轮组形式时，应保证作用在每个托索轮上的最大载荷不超过允许值(表2-7-2)，同时控制牵引索在每个托索轮上的最大折角在 4° 左右。线路支架以配用二轮、四轮式托索轮组为宜，六轮、八轮托索轮尽量少用或不用。

标准托索轮允许最大载荷

表 2-7-2

轮 径(mm)	300	400	500	600	700
载 荷(N)	2940	4900	7850	9810	11770

(4) 在平坦的线路区段，支架可等距分布，根据线路载荷不同间距一般在100~180m之间，并取支架高度10m左右。

(5) 对凸起地形区段，配置较密的低支架，支架最低高度不小于4m(站口架除外)，支架间距不限。对于造成总折角很大的山头，可适当开挖土石方。这样，不但可减少该区段牵引索的弯折，而且也降低了相邻凹陷地段的支架高度，达到改善整个线路运输条件的目的。

(6) 对凹陷地形，在最大爬坡角和对地安全距离允许的条件下，可配置较大跨距跨越。当地形跨度太大，不能直接跨越而需要增添支架时应在保证牵引索靠贴安全的前提下，尽量降低支架高度。其具体配置方法同双线循环式索道见本篇6.6.2.3。

(7) 在线路设计时，应根据具体的地形和交通条件选定供牵引索更换和维护修补的场地(见本篇7.7)。

7.5.2 线路计算

7.5.2.1 线路计算的目的

(1) 计算牵引索在支架上的最小折角和靠贴系数, 检验牵引索在支架上的安全靠贴程度。

(2) 计算牵引索在支架上的最大折角, 检验各支架的载荷并选择托索轮组。

(3) 计算货车行近支架时牵引索的最大倾角, 检验货车的爬坡角。

(4) 计算牵引索作用在支架上的垂直和水平载荷, 为支架结构设计提供依据。

(5) 计算牵引索的挠度, 用以检查索道通过障碍的安全距离。

7.5.2.2 计算公式和计算顺序

进行单线循环式索道线路计算时, 位于支架上的牵引索拉力按下式计算:

$$t_i = t_{i-1} + qh \pm f_0 q l \quad (2-7-15)$$

$$h = E_i - E_{i-1}$$

式中 t_i ——计算支架上的牵引索拉力, N;

t_{i-1} ——前一计算支架牵引索的拉力, N;

q ——均布载荷, N/m;

l ——跨距, m;

f_0 ——运行阻力系数, 计算方向和货车运行方向相同时取正, 反之取负;

h ——高差, m;

E_i ——计算支架的索底标高, m;

E_{i-1} ——前一支架的索底标高, m。

其它线路参数的计算公式, 除支架的水平载荷计算外, 均同于双线循环式索道, 见本篇6.6.3.3。

单线索道支架所承受的水平载荷, 可以不考虑牵引索在托索轮上摩擦阻力的影响。

进行线路计算时, 按从初拉力点开始排列的支架顺序, 逐个支架计算, 计算内容和步骤见表2-7-3。

单线循环式货运索道线路计算表

表 2-7-3

序号	项 目	计 算 公 式	数 值
1	支架编号		
2	索底标高	E_i (m)	
3	支架间距	l (m)	
4	索底高差	$h = E_i - E_{i-1}$ (m)	
5	弦 倾 角	$\alpha = \lg^{-1} \frac{h}{l}$ (°)	
6	弦 折 角	$\delta_i = \alpha_x + \alpha_y$ (°)	
7	跨间货车分配数	$n = 1 + \frac{l}{\lambda \cos \alpha}$ (取整数部分)	
8	载荷分配系数	$\tau = (n-1) \left(1 - 0.5n \frac{\lambda}{l} \cos \alpha \right)$	

续表

序号	项 目	计 算 公 式	数	值
9	牵引索拉力	$q_k h$ (N)		
10		$\pm f_0 q_k l$ (N)		
11		$t_i = t_{i-1} + q_k h \pm f_0 q_k l$ (N)		
12	重索倾角	左 $\beta_x = \sin^{-1} \frac{q_k l_x}{2t_i} + \alpha_x$ (°)		
13		右 $\beta_y = \sin^{-1} \frac{q_k l_y}{2t_i} - \alpha_y$ (°)		
14	最小折角	$\delta_{min} = \beta_x + \beta_y$ (°)		
15	靠贴系数	$K = 1 + \frac{\delta_{min}}{-\delta_0}$		
16	重索倾角	当近左 $\theta_x = \frac{0.5q_k l_x + (1+\tau_x)Q \cos \alpha_x}{t_i} + \alpha_x$ (°)		
17		当近右 $\theta_y = \frac{0.5q_k l_y + \tau_y Q \cos \alpha_y}{t_i} - \alpha_y$ (°)		
18	倾角	当近左 $\theta'_x = \frac{0.5q_k l_x + \tau_x Q \cos \alpha_x}{t_i} + \alpha_x$ (°)		
19		当近右 $\theta'_y = \frac{0.5q_k l_y + (1+\tau_y)Q \cos \alpha_y}{t_i} - \alpha_y$ (°)		
20	最大折角	$\delta_{max} = \theta_x + \theta_y$ 或 $\theta'_x + \theta'_y$ (°)		
21	垂直力	$R_z = t_i (\sin \theta_x + \sin \theta_y)$ (N)		
22	水平力	$R_{x1} = t_i (\cos \theta_x - \cos \theta_y)$ (N)		
23		$R_{x2} = t_i (\cos \theta'_x - \cos \theta'_y)$ (N)		
24	托索轮数			
25	牵引索拉力	$q_k h$ (N)		
26		$\mp f_0 q_k h$ (N)		
27		$t_i = t_{i-1} + q_k h \mp f_0 q_k l$ (N)		
28	空索倾角	左 $\beta_x = \sin^{-1} \frac{q_k l_x}{2t_i} + \alpha_x$ (°)		
29		右 $\beta_y = \sin^{-1} \frac{q_k l_y}{2t_i} - \alpha_y$ (°)		
30	最小折角	$\delta_{min} = \beta_x + \beta_y$ (°)		
31	靠贴系数	$K = 1 + \frac{\delta_{min}}{-\delta_0}$		
32	重索倾角	当近左 $\theta_x = \frac{0.5q_k l_x + (1+\tau_x)Q \cos \alpha_x}{t_i} + \alpha_x$ (°)		
33		当近右 $\theta_y = \frac{0.5q_k l_y + \tau_y Q \cos \alpha_y}{t_i} - \alpha_y$ (°)		

续表

序号	项 目	计 算 公 式	数 值				
34	空 车 侧	近左 支索 当 一 侧 行 时 左	$\theta'_L = \frac{0.5q_1 l_1 + r_1 Q_1 \cos \alpha_1}{t_1} + \alpha_1$ (°)				
35		近右 支索 当 一 侧 行 时 右	$\theta'_R = \frac{0.5q_1 l_1 + (1+r_1) Q_1 \cos \alpha_1}{t_1} - \alpha_1$ (°)				
36		最大折角	$\theta_{max} = \theta_L + \theta_R$ 或 $\theta'_L + \theta'_R$				
37		垂直力	$R_v = t_1 (\sin \theta_L + \sin \theta_R)$ (N)				
38		水平力	$R_{H1} = t_1 (\cos \theta_L - \cos \theta_R)$ (N)				
39	侧	水平力	$R_{H2} = t_1 (\cos \theta'_L - \cos \theta'_R)$ (N)				
40		托索轮数					

注: 1. 如果牵引索拉紧装置设在线路的高端, 本表需适当改造, 即增加索道空索时的拉力计算栏, 取正常载荷计算拉力和空索拉力中的最大者来计算12、13和28、29项的值;

2. 当支架处的 $\theta_i > 0$ 时(第6项值), 则不计算14、15和30、31项值;

3. 为计算方便, 本表对支架的 α_i 和 α_j 取值规定如下: $\alpha_{i+1} = \alpha_i$, $\alpha_{j+1} = \alpha_{j-1}$, 故凡出现 α_j 的计算式在 α_j 前均加负号。

7.6 站 房 设 计

7.6.1 站房设计的一般要求

(1) 单线索道两端装、卸料仓的有效容积计算以及对货车在站内运行的安全间距要求同双线索道, 见本篇6.7.2。

(2) 货车和装载溜口的相对尺寸按图2-7-4所示选取。应注意装载时货车悬挂在扁轨上与悬挂在线路牵引索上自然状态的差别, 此时货箱向外侧偏移 Δl ($\approx$ 抱索器至滚轮的中心距)。

内侧装载: $h = 150\text{mm}$, $b = 100 \sim 150\text{mm}$;

外侧装载: $h' = 100 \sim 200\text{mm}$, $b' = 50 \sim 100\text{mm}$ 。

单线索道货车的卸载碰杆和吊架的外廓尺寸相对货箱较大, 在装载段货箱的两侧应设导向装置, 防止货车进入装载点时和溜口相撞, 并避免装载时撒出物料。

(3) 在站房内或紧靠站房布置驱动或拉紧设备时, 应遵循适应工艺的总布置要求和合理利用构筑物及地形的原则, 力求牵引索的导绕系统简化, 减少导绕次数和避免反向弯折。

根据单线索道牵引索从站口架的顶部倾斜向下进入站内的特点。在低站面的装载站一般宜布置卧式驱动机, 而在高站房的卸载站则宜用立式驱动机。

(4) 对站内的牵引索导绕设备, 应预设能保证在检修时卸去牵引索对导轮压力的起吊或锚固设施, 例如类似图2-7-12、2-7-13所示的检修锚桩。

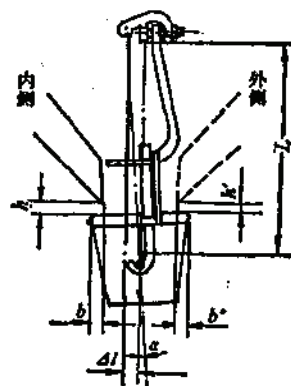


图 2-7-4 货车和装载溜口的相对位置

(5) 和牵引索修理场地相联的端站, 应按本篇7.7.2的要求在站房有关位置配置慢动绞车和锚固装置。

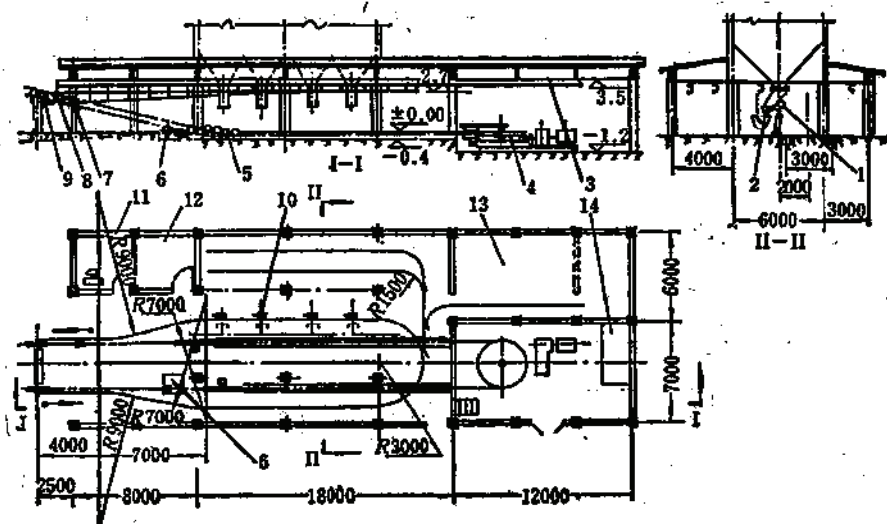


图 2-7-5 装载站配置图

1—防堵振动电机；2—气动扇形闸门；3—起重梁；4—卧式驱动机；5—四轮压索轮组；6—检修绞车；7—稳索轮；8—抱索器压板；9—二轮托索轮组；10—阻(推)车器；11—控制室；12—值班室；13—检修间；14—电气设备

7.6.2 站口设计

单线索道最有利进站角为 $5^{\circ} \sim 8^{\circ}$ (即牵引索以 $9\% \sim 14\%$ 的下坡从站口架进入站房)。进站角的大小和站口前线路有关。大角度进站的主要问题是：货车进出站的冲击大，抱索的可靠性差。福建潘田索道中间驱动站的进站角为 22.5° (重车进站，空车出站)、广西大厂索道中间压索站进站角为 19° (空车进站，重车出站)均属运量大，解决大角度进站较好的索道。湖北新冶索道 (现已拆除) 为国内进站角最大的索道 (26.5°)。尽管如此，进站角度过大的站房仍是索道的一个薄弱环节，事故较多。对于采用大于 16° 进站角都应慎重，在不可避免的情况下，对其站口设计应采取特殊措施。

货车进站或出站时，支承货车的部位从抱索器钳口转移到行走滚轮或者相反。通过货车重心的重力作用线发生变化，从而货车在和牵引索脱开或挂结以后都要产生一定的横向摆动。横向摆动的大小直接影响运行的可靠性。

单线索道站口配置 (图2-7-7) 要点如下：

(1) 在站口平面，脱开和挂结位置附近的扁轨应和牵引索保持一定距离的平行，以便货车在和牵引索脱、挂时正确地转换支承点。轨索间距根据抱索器钳口和行走滚轮的装配距离确定。标准货车的轨索间距如表2-7-4：

标准货车的轨索间距

表 2-7-4

货车型号	DA	DS-4	DS-7	DS-10
轨索间距(mm)	70	105	110	110

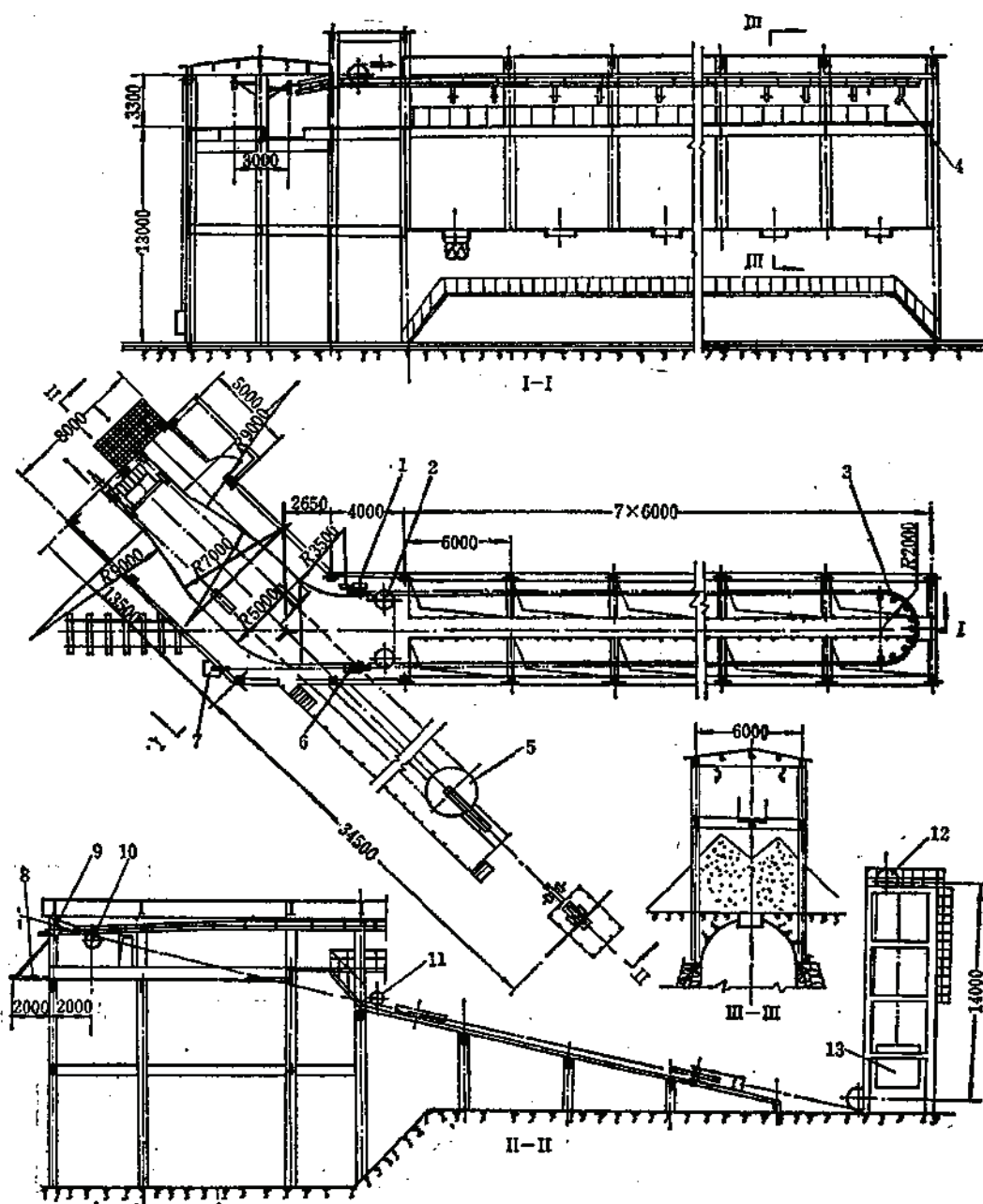


图 2-7-6 卸载站配置图

1—链式推车机驱动机；2—水平链轮；3—水平链轮组；4—卸载档杆；5—牵引索拉紧装置；6—推车机拉紧装置；7—推车机拉紧重锤；8—站口安全网；9—站口托索轮；10—稳索轮；11—压索轮；12—拉紧索导向轮；13—拉紧重锤箱

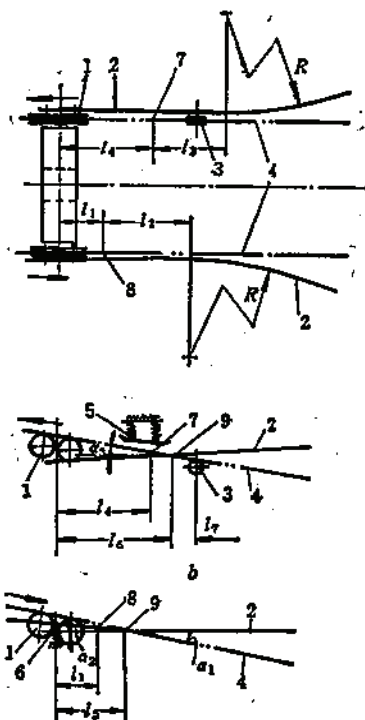


图 2-7-7 站口配置示意图

a—站口平面；b—出站侧立面；c—进站侧立面
1—站口托索轮；2—扁轨；3—稳索轮；4—牵引索；5—抱索器压板（仅用于重力式抱索器）；6—站口缓冲器；7—抱索点；8—脱索点；9—索轨交点

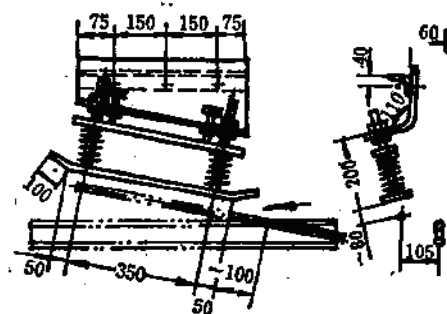


图 2-7-8 可调式抱索器压板

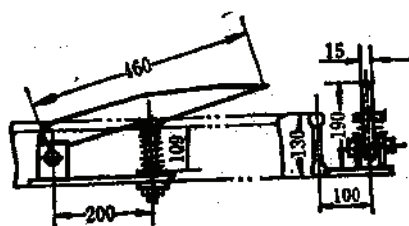


图 2-7-9 抱卡定向器

(2) 货车在站口扁轨直线段的有效行驶长度，可按货车在脱、挂索时产生的摆动和通过弯道的摆动相互抵消设计，取货车在四分之一摆动周期内的行程：

$$S \sim \frac{\pi}{2} \sqrt{\frac{L}{g}} v_f \quad (2-7-16)$$

式中 v_f ——货车平均速度，m/s；

L ——货车重心至轨顶距，m；

g ——重力加速度，m/s²。

(3) 站口扁轨直线段后的外偏过渡设计应保证货车在行驶过程中货箱与牵引索不碰撞。

(4) 挂结位置（即 L_1 ）按货车有1.5m左右行程到达托索轮选取，并使站口支架错开货车的最大内摆位置（二分之一摆动周期）；脱开位置（ L_2 ）一般设在货车托索轮后0.5~0.7m处。

(5) 为了防止货车出站时和站口架发生撞击，在货箱运动轨迹的内侧可设置弹性缓冲导轨（图2-7-11），并使导轨和货箱的间隙可调。

(6) 为了避免货车抱索时牵引索颤动，在出站侧的立面轨索交点之前，应设有利于稳索的支承轮。稳索轮中心距轨索交点一般应不大于1m。

(7) 出站口的一段扁轨一般都按自溜加速坡度设计, 以使货车和牵引索的挂结实现速度同步。货车在出站前的加速过程中, 正通过弯道, 会引起滚轮轮缘对扁轨冲击, 因此必须注意这段扁轨在水平方向上的稳定性, 在出站口的扁轨内侧加设可以微调的水平支撑, 保证货车和牵引索挂结时扁轨不晃动, 同时还可调节轨索间距。

(8) 对采用重力式抱索器货车的索道站房, 在出站侧挂结位置上方均应装设抱索器压板, 必要时还在挂结位置前装设抱卡定向器。图2-7-8所示的抱索器压板, 其与牵引索的间距以及对抱索器的压力均为可调的。图2-7-9所示为在一些索道应用过程的抱卡定向器, 将其装在扁轨上, 货车出站前通过该装置时, 抱索器拨成前倾叩头状。

(9) 进站角大于 10° 时, 进站侧的扁轨应微朝上翘起, 以减小货车进站的冲角(图2-7-7, c), 冲角 $(\alpha_1 - \alpha_2)$ 取小于 5° , 并设置缓冲装置。进站口的扁轨应有一定的外伸长度, 使货车的行走滚轮在最大程度倾斜时也能导入扁轨。

(10) 对于出站侧轨索交点以外的一段扁轨坡度设计, 宜将扁轨和牵引索的立面交角控制在 $10^\circ \sim 13^\circ$ 左右。也即在大角度出站时, 该段扁轨应略向上翘起, 以避免抱索器挂结牵引索时相对滚轮臂的转动过大的角度; 对小角度出站情况(如 $5^\circ \sim 6^\circ$ 出站时)则取较大的下降坡, 避免抱索器咬索后因绳索下沉而出现抱索不稳定现象。

7.6.3 站内扁轨的平、立面设计

(1) 扁轨平面布置系统应尽量简化, 使弯道最少, 并尽量取较大的弯曲半径。水平面弯曲半径 R 与货车运行速度有关, 按表2-7-5选取;

扁轨平面弯曲半径

表 2-7-5

运行速度(m/s)	≤ 0.5	1.0	1.25	1.6	2.0	2.5	3.0
最小弯曲半径(m)	2	2.5	3.0	5.0	7.0	10.0	15.0

人工推车的副轨, R 应不小于1.5m。

(2) 扁轨曲线的反向弧之间应有不小于0.7m的直线段, 其几何计算由下列公式确定(图2-7-10):

$$\begin{aligned} \alpha &= \gamma - \beta \\ bc &= l \frac{\sin \beta}{\sin \gamma} \\ \widehat{ab} &= \frac{\pi R_1 \alpha}{180} \\ cd &= \frac{\pi R_2 \alpha}{180} \\ \gamma &= \tan^{-1} \frac{l}{R_1 + R_2 - S} \\ \beta &= \cos^{-1} \left(\frac{R_1 + R_2}{l} \sin \gamma \right) \end{aligned}$$

(2-7-17)

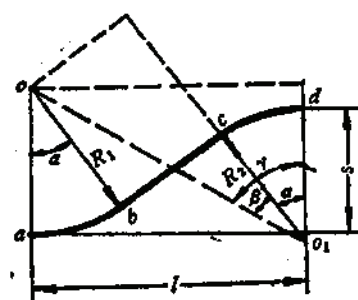


图 2-7-10 扁轨反向弯曲计算示意图

(3) 货车沿扁轨自溜滑行的有关要求和计算同双线索道见本篇6.7.2.10。

进行自溜计算时单线索道货车阻力系数可取 $\mu = 0.008 \sim 0.01$;

标准货车的弯道附加阻力系数列于表2-7-6。

弯道附加阻力系数 μ'

表 2-7-6

货车型号	曲 率 半 径 (m)							
	2.5	3.0	5.0	7.0	9.0	10.0	12.0	15.0
DS-4	0.0088	0.0074	0.0044	0.0032	0.0025	0.0022	0.0018	0.0015
DS-7, DA-4	0.0095	0.0079	0.0048	0.0034	0.0026	0.0024	0.0020	0.0016
DS-10, DA-7	0.0102	0.0085	0.0051	0.0036	0.0028	0.0026	0.0021	0.0017
DA-10	0.0112	0.0093	0.0056	0.0040	0.0031	0.0028	0.0023	0.0018

(4) 扁轨吊钩或吊架间距: 重车侧为1.5~2.0m, 空车侧为2.0~2.5m, 扁轨位于曲线段应取小值。扁轨上的载荷应考虑货车密集布置的可能性。单线索道所采用的双头扁轨规格为130/28, 也可用圆钢和扁钢焊制, 但圆钢直径不宜超过28mm, 直径过大滚轮阻力增大。

7.6.4 站房机械化设施

单线索道的装、卸载设备以及推车、阻车、发车等机械化设施和双线索道基本相同, 可按本篇6.7.6的内容进行选择 and 设计。在配置机械设备时, 应注意单线索道货车和双线索道货车结构及其运行特点的不同。

装载和卸载点少的站房, 长度较短, 一般采用货车自溜, 再配合简而易行的小型机械化系统以提高劳动生产率。国内已有不少成功的例子, 很有推广价值。

实例: 江西画眉场索道装载站的机械化

画眉场索道1981年改造后, 装载站基本实现机械化作业, 只需一人在操纵室内按电钮操作, 可完成自溜货车在站内制停、对位、装载和发车全部工序, 改善了劳动条件。此外, 全部机械系统不用压缩空气作动力。站房扁轨平面布置和有关机械化装置的配置如图2-7-11所示。

货车运行过程和装载点的作业工序如下: 空货车进站后沿扁轨自溜, 速度自2.5m/s减至0.8m/s左右进入装载区的直线段扁轨。货车到达预定的装载点时, 阻(推)车器将其行走小车挡住, 与此同时货箱通过了不可逆的制动杆, 在装载溜口下对位。货箱稳定后, 操纵工开动振动放矿机装载。货箱装满时, 阻(推)车器将阻爪打开, 并启动货车。货车在出站段扁轨自溜加速到和牵引索相近的速度, 经抱索器压板挂索出站。

主要机械装置的功能和结构特点如下:

振动放矿机对货车装载货流均匀可控并使货箱不受横向冲击。平稳的装载为迅速转入平稳的启动创造了良好条件。

电力液压推杆驱动的阻(推)车器设有滚轮推动臂以适合于推动单线索道货车。电力液压推杆自带的制动弹簧使阻车缓冲性好, 同时推杆的平缓启动性能也保证了启动平稳。

当货车上部被阻(推)车器停住时, 货箱在惯性作用下有一前冲再后摆的过程。借助不可逆的制动杆一方面使货箱通过时消耗部分前冲能量, 另一方面待货箱后摆时, 靠弹簧复位的杠杆再将货箱停住, 保证了装载对位的迅速和准确。

阻(推)车器和制动杆在暂时不装载的溜口前均可置于不工作的状态, 不影响货车的自由通过。

用圆钢制作的辅助导轨设在必要的运行段并以一定的间隙配置在货箱通过的侧面。导轨用型钢支于地面, 并按不同要求设刚性的或弹性的支座。货车自溜时, 若速度在要求范围或在正常的轻微的横向摆

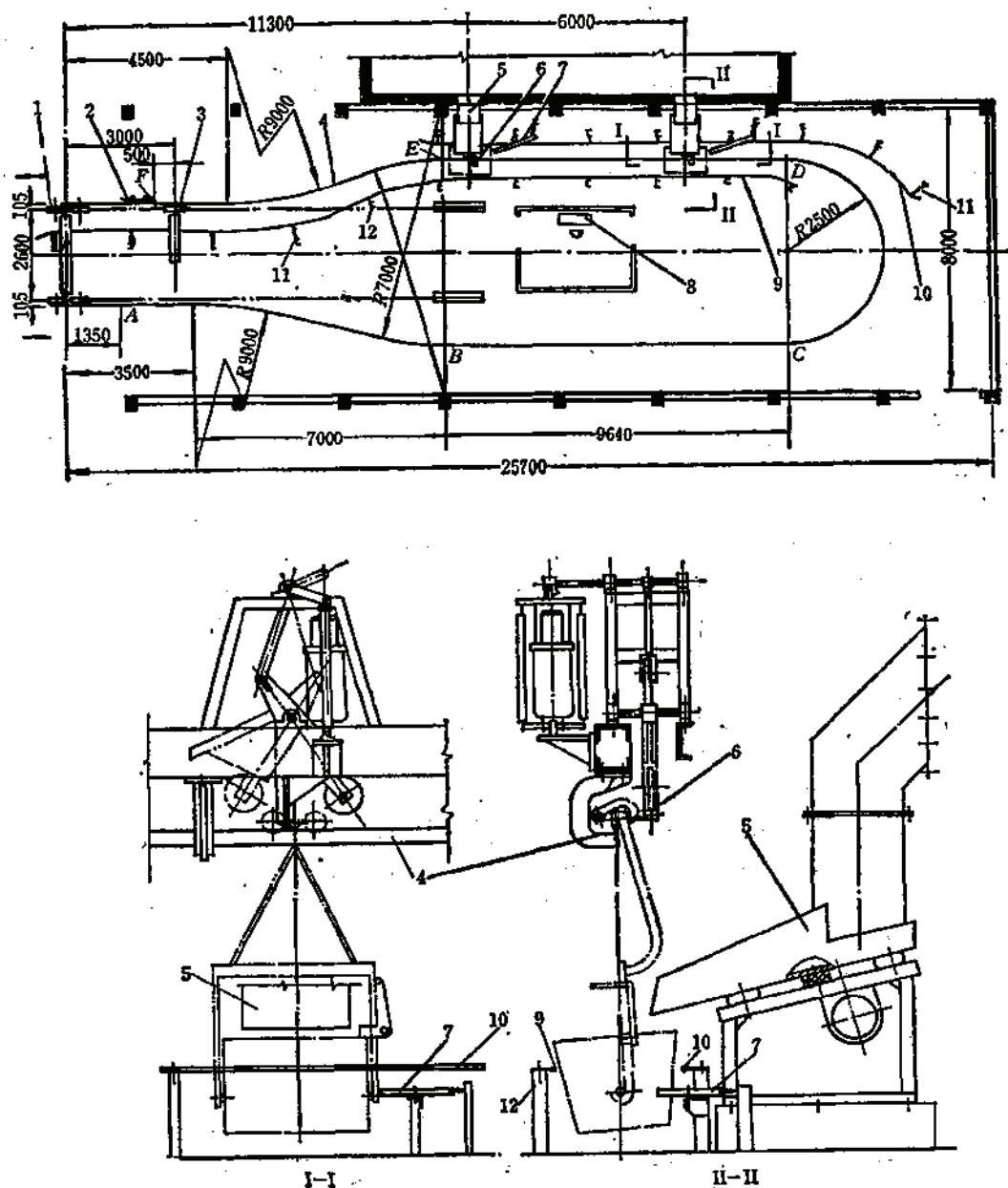


图 2-7-11 装车站机械化设备配置图

1—站口托索轮, 2—托索器压板, 3—稳索轮, 4—扁轨, 5—振动放矿漏斗, 6—阻(推)车器, 7—制动杆, 8—操作台, 9、10—辅助导轨, 11—弹性导轨支座, 12—刚性导轨支座

动下, 货箱一般不与导轨相接触, 若速度过大、货车通过曲线段时货箱在离心力的作用下和弹性缓冲导轨接触, 实现靠离心力选择的不同程度的能耗减速。设在出站口内侧的弹性导轨除了具有控制货车速度

作用外, 还有限止货车挂索时内摆过猛, 保证抱索器正确抱索和防撞的功能。

站房扁轨合理坡度的设计, 也是获得较理想自溜速度的一个重要条件。该站房扁轨的纵向坡度设计如表2-7-7所示。

扁轨纵坡(和图2-7-11对应)

表 2-7-7

特 征 点	A	B	C	D	E	F
相对站面标高(m)	2.55	2.55	2.55	2.50	2.87	2.00
扁轨长度(m)		9.25	9.64	7.85	9.64	8.13
坡 度(%)		0	0	6.35	13.5	45.5

7.6.5 中间转角站的设计

7.6.5.1 中间转角站的形式

单线索道的中间站有转角的也有非转角的, 但以转角的居多。中间转角站有两种:

(1) 站内设置空间倾斜导向轮, 以实现同一驱动段内线路转角的(图2-7-12);

(2) 利用两驱动段的衔接站实现线路转角的。图2-7-13是采用联合驱动的转角站, 它较其它形式的衔接站都更简单和紧凑。

单线索道货车经过中间站时都需脱离牵引索运行, 一般以自溜通过扁轨过渡。

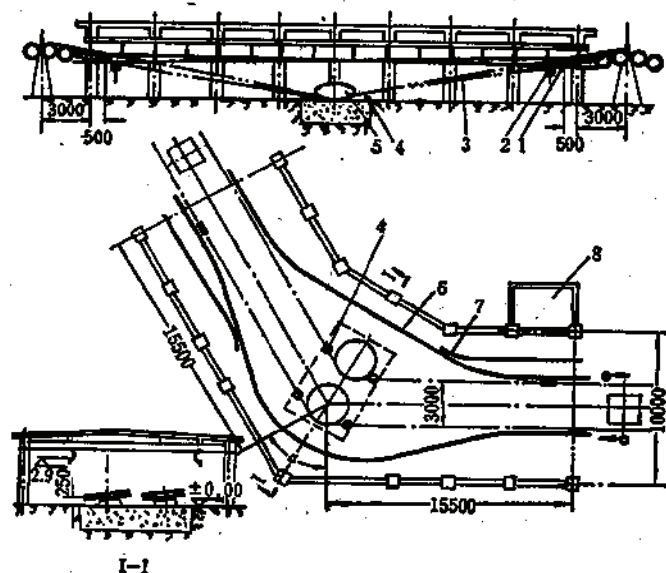


图 2-7-12 设置倾斜导向轮的转角站

1—抱索器压板; 2—抱索轮; 3—牵引索; 4—检修横柱; 5—转角导向轮; 6—扁轨; 7—曲线道岔;
8—值班室

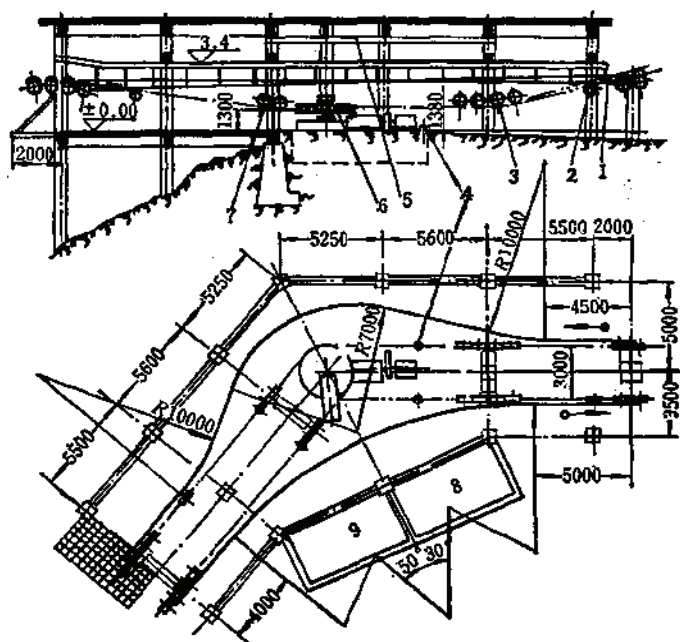


图 2-7-13 采用联合驱动的转角站

1—抱索器压板；2—稳索轮；3—压索轮组；4—检修锁柱；5—起重工字梁；6— $\phi 3000$ 联合驱动电机；7—压索轮组；8—值班室；9—电气室

7.6.5.2 倾斜导向轮几何参数的计箱

倾斜导向轮的空间几何关系如图2-7-14所示：

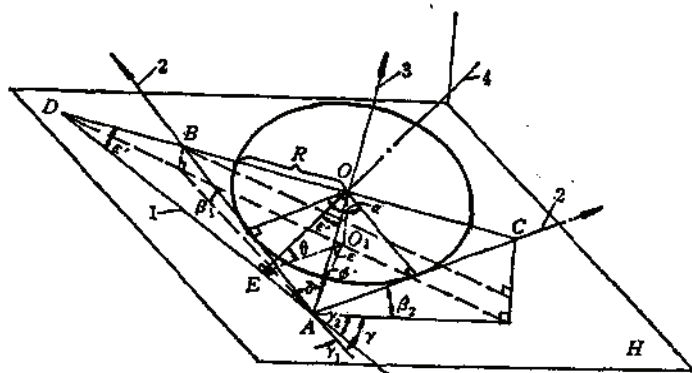


图 2-7-14 倾斜导向轮的几何关系示图

1—导向轮平面和H水平面的交线；2—牵引索作用线；3—合力作用线；4—正倾斜中心线

已知线路的水平转角 γ 、导轮两侧牵引索倾角 β_1 和 β_2 ， H 为从牵引索作用线交点 A 引出的假想水平面，有关参数计算如下：

1. 牵引索在导向轮上的包角 α

$$\cos \alpha = \cos \beta_1 \cos \beta_2 \cos \gamma - \sin \beta_1 \sin \beta_2 \quad (2-7-18)$$

2. 牵引索在导向轮上的合力作用线与 H 的夹角 ϕ

$$\sin \phi = \frac{\sin \beta_1 + \sin \beta_2}{2 \sin \frac{\alpha}{2}} \quad (2-7-19)$$

(忽略导向轮阻力)

3. 导向轮的正面倾角(导向轮面与H面的夹角) θ

$$\sin \theta = \frac{\sin \phi}{\cos e'} = \frac{\sin \beta_1 + \sin \beta_2}{2 \sin \frac{\alpha}{2} \cos e'} \quad (2-7-20)$$

$$\operatorname{tg} e' = \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} \frac{\sin \beta_2 - \sin \beta_1}{\sin \beta_2 + \sin \beta_1}$$

式中 e' ——在导向轮平面上牵引索合力作用线与导向轮正倾斜中心线的夹角。

4. e' 角在H面上的投影 ε

$$\cos \varepsilon = \frac{\operatorname{tg} \phi}{\operatorname{tg} \theta} \quad (2-7-21)$$

当 $\beta_2 = \beta_1$ 时, $e' = \varepsilon = 0$, $\sin \theta = \sin \phi$ 导向轮的正倾斜中心线和合力作用线重合。

5. 牵引索作用线AB与合力作用线AO在H面上投影的夹角 δ

$$\sin \delta = \frac{\cos \beta_2 \sin \gamma}{2 \sin \frac{\alpha}{2} \cos \phi} \quad (2-7-22)$$

6. 导向轮平面与H面交线AD的方位角

即以AD与牵引索作用线AB、AC在H面上的投影线的夹角 γ_1 或 γ_2 为相对方位表示:

$$\gamma_1 = 90^\circ - \varepsilon - \delta \quad (2-7-23)$$

$$\gamma_2 = \gamma - \gamma_1 \quad (2-7-24)$$

7. 有关线段长度

$$AO = \frac{R}{\cos \frac{\alpha}{2}} \quad (2-7-25)$$

$$AO_1 = \frac{R \cos \phi}{\cos \frac{\alpha}{2}} \quad (2-7-26)$$

$$OO_1 = \frac{R \sin \phi}{\cos \frac{\alpha}{2}} \quad (2-7-27)$$

$$AE = \frac{R \cos \phi}{\cos \frac{\alpha}{2}} \sin \varepsilon \quad (2-7-28)$$

式中 R ——导向轮的半径。

以上倾斜导向轮在站内定位安装最基本参数, 以此相关的基础施工尺寸可以根据上述参数进一步导出, 在此不必赘述。

7.7 检修设施

7.7.1 单线索道维护检修的特点及检修设备的配备

单线索道日常维护检修量比较大的部分是牵引索、货车和托索轮。牵引索损坏以磨

损、疲劳断丝以及接头处的绳股松动较常见。牵引索检修主要包括绳股修补（即将损坏的股段部分地剔除，再补上新绳股）以及剥头（即当拉紧重锤落地而不能调节线路拉力时或在旧接头经多次修补而不能修补时进行切短再接）。牵引索的检修一般多集中在其接头部位。当牵引索使用若干时间以后，达到报废指标，则进行更换。换绳是牵引索检修的一个特例。由于单线索道牵引索的受力状况和在系统内的重要地位，其检修问题远较双线索道牵引索突出。货车检修主要包括抱索器内外抱卡（重力式抱索器）或钳口和卡齿（鞍式抱索器）修理，货箱和吊架的变形修理等。托索轮的检修主要为托索轮磨损后的更换和修复。托索轮轮槽磨损达到一定的深度，使货车抱索器的钳口和轮缘相碰时即要进行更换。常用焊补绳槽或将轮缘车削使绳槽变浅的方法来延长其使用寿命。

在索道维修较方便的一端设立维修间，其建筑面积视索道的长度和机械化装备程度而定，一般为 $50\sim 100\text{m}^2$ （包括配件库）。

维修间应配有如下设施

- （1）钳工修理设备：台钳、台钻、手电钻、砂轮及其它的专用修理设备和工具等。
- （2）焊接冷加工设备：电焊机、螺旋压力机、千斤顶等。
- （3）热加工设备：地炉、锻打器械及工具等。
- （4）金加工设备：视索道生产的隶属关系及离机修厂的远近决定。当要求检修有较大的独立性的情况下，可配备较小型的车、刨、钻等设备。
- （5）根据线路的长度和牵引索对支架的垂直负荷的大小，配备一定数量和不同起重等级的手拉葫芦，供线路设备的检修和处理线路事故用。

7.7.2 牵引索检修场地的设计

牵引索检修场地的位置及其有关设施的配置和索道站房及线路设计有密切关系，应根据具体的地形和运输系统的总体布置选择最合理的牵引索检修场地。

牵引索的检修场地有以下三种基本形式：

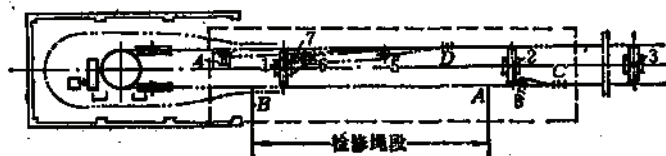


图 2-7-15 站前式检修场地

1、2、3—线路支架；4—绞车；5—动滑轮组；6—定滑轮组；7、8—锚固桩

（1）站前式检修场地（图2-7-15）。这种形式检修场地成立的必要条件是：站房前面地形平坦，无坡度或坡度较缓；有 $50\sim 60\text{m}$ 的延伸长度；牵引索可从站前的支架托索轮取下放落到地面。它的配置特点是：在站口附近配置一台绞车4；在场地的两端分别布置两个可承受水平拉力的锚桩（或锚钩）7、8；选配一套省力滑轮组系统5、6。开动绞车使牵引索放松后，在站场的AB区间进行索段修理工作。这种检修场地在我国单线索道应用较普遍。

（2）站后式检修场地（图2-7-16）。这种场地是相对站前式而言在站口架以后布置，

的, 并和索道拉紧端结合配置。钢绳检修地点可根据站房配置要求设在站内地坪或设在站房的后部, 这种场地除了站口配置一台绞车外, 并布置三个可供锚固的桩(钩)。修补绳股时在锚桩 6 固定, 并利用滑轮组-绞车系统将 D 至 C 段牵引索放松。牵引索需剥头缩短绳圈时则在锚桩 7 固定将 D 至 E 段放松, 绳圈缩短后, 再将拉紧装置前移。潘田索道第一传动段装车站检修场地属这种类型。

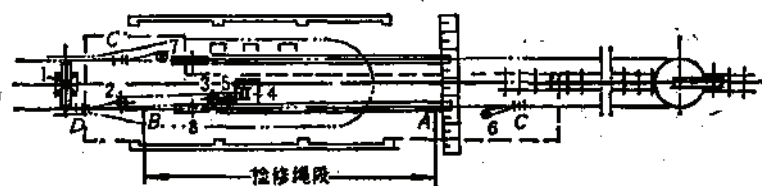


图 2-7-16 站后式检修场地

1—站口支架; 2—动滑轮组; 3—定滑轮组; 4—绞车; 5、6、7—锚固桩

(3) 线路中间式检修场地(图2-7-17)。这种检修场地是在端站地形受到限制, 不具备上述两种场地条件的情况下, 在线路中间的有利地形位置进行布置的。

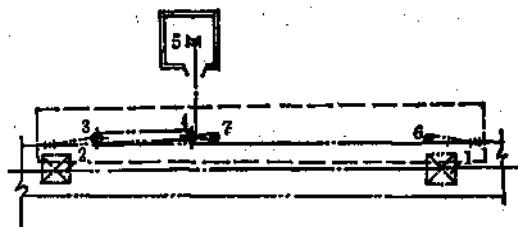


图 2-7-17 线路中间式检修场地

1、2—线路支架; 3—动滑轮组; 4—定滑轮组; 5—绞车; 6、7—锚固桩

在上述三种检修场地之中, 和索道端站相结合或毗邻的站前、站后式检修场地有利于牵引索的检修, 也便于该站房内导向轮等设备的检修。站前式和站后式检修场地相比, 站后式检修场地在进行检修操作时不必将牵引索从支架上取下来, 也不必收回临近站房线路上的货车, 使操作程序简化提高检修速度。除此以外, 在牵引索绳圈缩短剥头时, 便于处理拉紧重锤产生的问题, 安全性好, 站前式检修场地在处理剥头时, 由于要收进较长的绳段, 一般还应有人在相反的拉紧重锤端监视拉紧重锤的升高情况, 因此在有条件的情况下, 应优先采用站后式检修场地。

牵引索的检修场地必须保证足够的长度, 除了要留有两头固定绳夹和滑轮的位置外, 进行修理操作的长度应大于牵引索接头长度。操作宽度应有3m左右。场地要进行地面处理, 在南方多雨地区还可考虑搭上雨棚。

检修绞车所需的牵引力计算:

$$s = \frac{kt}{n\eta} \quad (2-7-29)$$

式中 t ——牵引索的静拉力, N;

k ——收绳时拉力增大系数, 取1.2~1.3;

n ——动滑轮上的支绳数;

η ——滑轮组效率, 对2~3轮动滑轮组 $\eta=0.9\sim0.85$ 。

7.7.3 换绳方法和换绳场地

根据对索道运输生产的要求以及线路的具体条件选择换绳方法和规划换绳场地。

常用的换绳方法如图2-7-18所示。图中a为间断式换绳示意图, 这种换绳方法一般是在索道线路中具有有利地形位置的一二个跨度内进行作业的。新、旧绳在这个区间内靠绳夹夹紧, 由索道驱动机间断地递送新绳上线路支架。由于需用大量的重复劳动安绳夹和拆绳夹, 耗费工时多, 换绳速度慢。b为专用换绳绞车换绳法, 两个相同容绳量的绞筒, 一个预缠新绳, 另一个待缠旧绳, 换绳时两个卷筒分别驱动, 一个放出新绳, 一个收进旧绳, 实现一次连续换绳。大厂索道采用这种专用绞车的换绳法。这种方法由于设备较庞大, 投资较多, 适用于装备水平较高的大运量单线索道。c是山西桐木沟索道采用的普通单筒绞车的换绳方法。在驱动站侧边配置了一台单筒小绞车。换绳时, 将旧绳在绞车卷筒上绕几圈作为摩擦圈, 卷筒开动后一面缠绳, 一面又不断地退绳, 也可以连续作业。它的特点是设备较简单。

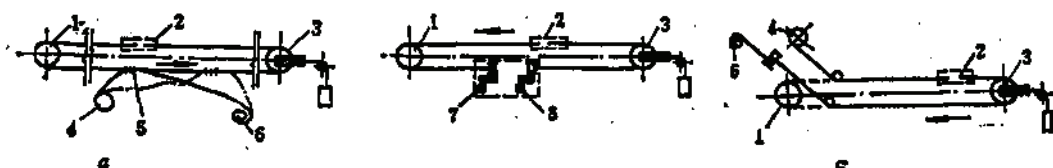


图 2-7-18 换绳方法示意图

a—间断式换绳; b—专用绞车换绳; c—单筒绞车换绳
1—驱动装置; 2—新旧绳接头; 3—拉紧装置; 4—新绳筒; 5—绳卡; 6—旧绳;
7—缠旧绳绞筒; 8—缠新绳绞筒

单线索道牵引索的换绳场地一般应和其检修场地结合在一起。但当和端站毗邻的检修场地不适合换绳时, 就要另选专供换绳的场地。这种情况在国内单线索道中也较常见。换绳场地的选择应满足下述要求:

- (1) 可通达公路, 使新绳有运至接近换绳场地的可能。
- (2) 在线路的侧边有供新绳预先编接接头和摆放新绳的足够面积的地坪, 以便换绳前的准备工作不与索道运输干扰;
- (3) 由于换上的新绳在最后需拉紧对接成闭合环, 在沿线路中心的适当位置, 同样要配置紧绳绞车和锚固设施。

换绳场地的选择和规划, 必须在索道线路的设计中同时兼顾才能做到索道总体设计的合理。

第八章 其它形式的货运索道

编写单位 南昌有色冶金设计研究院

编写人 郭向东

8.1 往复式索道

双线往复式索道无论运货或运人其运行原理都是相同的。为避免重复,本节在设计计算方面着重于货运索道应用较多的两端锚固(单跨)形式,其中包括一些简单计算。此外对往复式索道牵引力图也有所提及。较详细的计算则见第九章。

8.1.1 概 述

往复式货运索道和循环式货运索道相比除具有2.1.2.2所述特点外,尚有:

(1) 货车装载和卸载时无需脱开牵引索,因此:事故少、安全度高;可以采用爬坡能力大的固定抱索器或牵引索连接装置;大大提高运行速度(有中间支架时 $3\sim 5\text{m/s}$,无中间支架时 $8\sim 14\text{m/s}$ ①)。

(2) 设备少,两端站房配置也较为简单。因此投资节省,见效快。

(3) 装卸载工序易实现机械联动和自动化,定员少。

(4) 某些向下运输的小型往复式索道,坡度又较大时,可以利用重力做功实现无动力运行,仅用制动器控制速度。这种简易的索道对开发地方性小矿点具有现实的意义。

往复式货运索道有无极牵引和有极牵引两种形式。

无极牵引一般配以摩擦式驱动装置。在双轨往复式索道中绕过驱动轮和货车相连的牵引索索段为头索,绕过拉紧轮从后部和货车相连的索段为尾索。多数索道的头尾索都用同一钢绳结成闭合环,然后固定货车。当线路倾角较大货车载重也较大时,尾索直径可较头索细。

有极牵引无尾索,牵引索靠货车重力拉紧,因此只适于坡度较大(一般不小于 $15^\circ\sim 20^\circ$)的条件。有极牵引往复式索道可用摩擦轮式驱动机牵引,也可用卷筒式绞车牵引,后者运输距离受卷筒的缠绳容量限制。

往复式索道货车分为有吊架的和无吊架的两种。有吊架货车类似于双线循环式索道货车,但有两点区别:(1)采用固定式抱索装置;(2)行走小车不需设计水平转向副,除可采用二轮、四轮行走小车外,还可采用六轮或八轮行走小车,以提高一次运载量。无吊架货车用于要求承载更大的有二根以上偶数承载索的大型往复式索道,其行走小车布置在货

① 我国西南地区一些重力下放的往复式索道达到的速度。

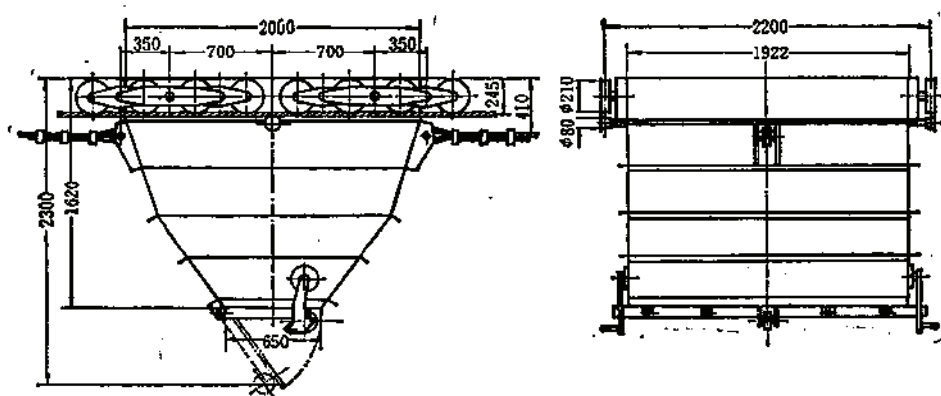


图 2-8-1 在双承载索上运行的底卸货车
(容积 4.8m^3 , 空货车质量 $\sim 1200\text{kg}$)

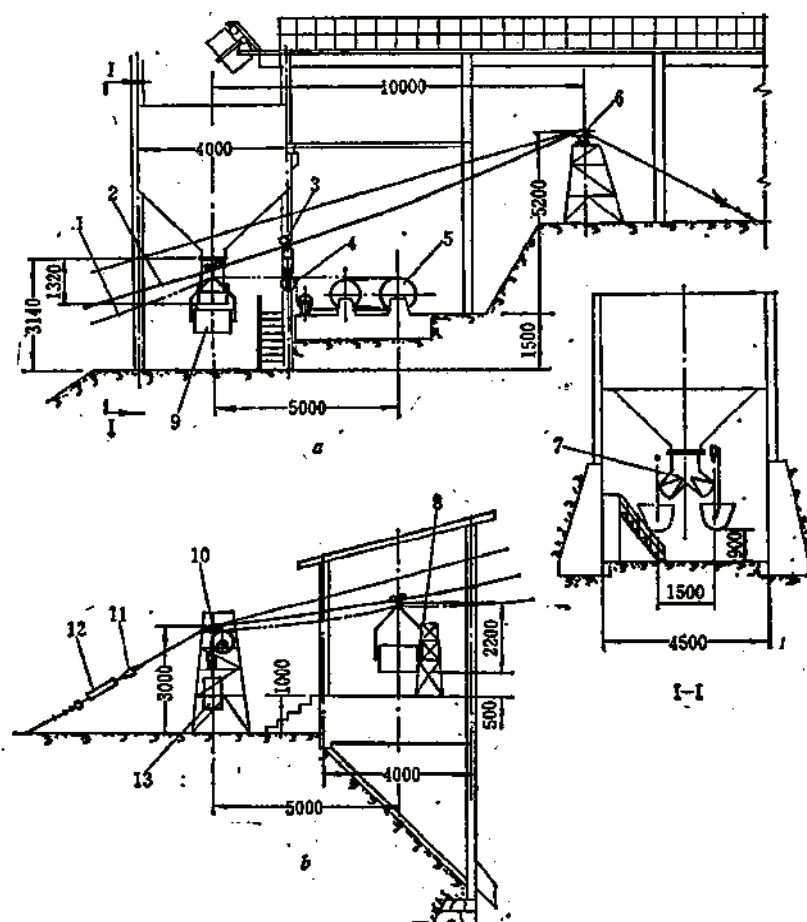


图 2-8-2 重力运行的单跨往复式索道 ($A_h = 26\text{t/h}$, $L = 485\text{m}$, $H = 133\text{m}$)

a —上站位置, b —下站位置

1—牵引索($6 \times 7 - \phi 14$); 2—承载索($7 \times 7 - \phi 29$); 3—稳索座; 4—导向轮($\phi 600$);
5—制动器($\phi 1000$); 6—鞍座; 7—闸门; 8—开闭器; 9—货车(0.5m^3); 10—鞍座;
11—桃形环; 12—螺旋调节器; 13—重锤(1.5t)

箱两侧翼缘部位(图2-8-1)。货车的卸载方式有翻转卸载、侧面卸载和底部卸载三种,大型货车多为底部卸载。无中间支架的往复式货车,其行走滚轮下部再配以保护压轮,对增加货车运行的可靠性更为有利。

往复式索道货车尚无定型产品,对常用的二轮四轮翻转卸载货车可参考双线循环式货车的有关参数设计。

往复式索道站房配置较循环式索道简单,承载索直接架设到两端站房的装、卸载位置,因此站房内无需设置扁轨。典型站房配置见图2-8-2和图2-8-3。

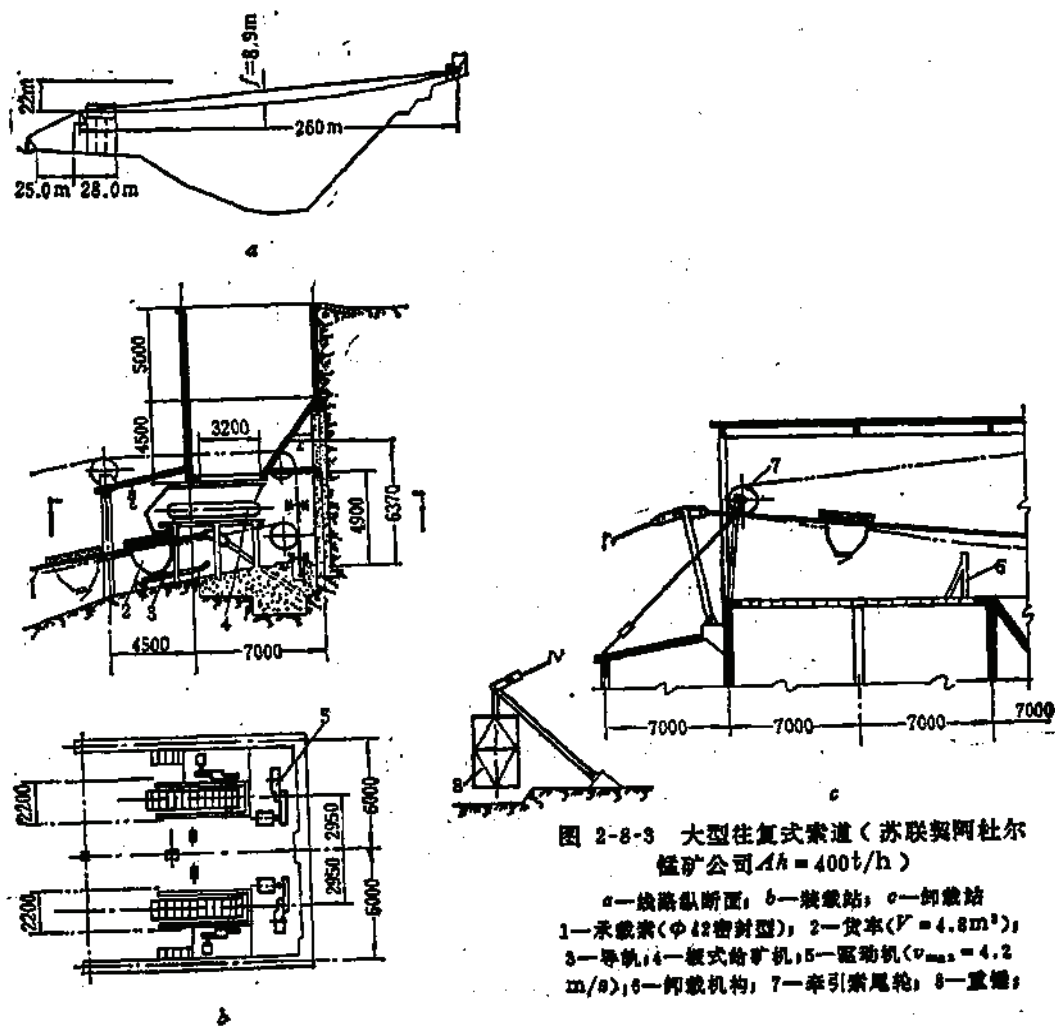


图 2-8-3 大型往复式索道(苏联契阿杜尔
锰矿公司 $Ah = 400t/h$)

a—线路纵断面; 6—装车站; c—卸车站
1—承载索($\phi 42$ 密封型); 2—货车($V = 4.8m^3$);
3—导轨; 4—板式给矿机; 5—驱动机($v_{max} = 4.2$
 m/s); 6—卸载机构; 7—牵引索尾轮; 8—重锤;

8.1.2 运输能力计算

往复式索道的小时运输能力按下式计算:

$$A_s = \frac{3.6}{t} A_v \quad (2-8-1)$$

式中 A_s ——小时运量, t/h ;

A_g ——货车的有效装载量, kg;

t ——运输循环时间, s。

往复式索道一般采用三阶段速度图运行, 其运输循环时间计算如下:

对于双轨往复式索道:

$$t = t_1 + t_2 + t_3 + \theta \quad (2-8-2)$$

对于单轨往复式索道:

$$t = 2(t_1 + t_2 + t_3) + \theta_1 + \theta_2 \quad (2-8-3)$$

式中 t_1 ——启动运行时间, s;

t_2 ——等速运行时间, s;

t_3 ——制动运行时间, s;

θ_1 ——装载时间, s;

θ_2 ——卸载时间, s;

θ ——运行循环间的停歇时间 ($\theta = \theta_1$ 或 θ_2 , 取其大者), s。

一般可取启动和制动加减速速度相等, 因此,

$$t_1 = t_3 = \frac{v}{a} \quad (2-8-4)$$

式中 a ——加速度, 一般 $a = 0.5 \sim 0.75$, m/s²;

v ——货车最大运行速度, m/s。

等速运行时间按下式计算:

$$t_2 = \frac{L_0 - \frac{1}{2}vt_1 - \frac{1}{2}vt_3}{v} \quad (2-8-5)$$

或

$$t_2 = \frac{L_0}{v} - \frac{t_1 + t_3}{2}$$

式中 L_0 ——索道弦长, m。

有极牵引往复式索道的启动加速度应小于货车下放时的自然加速度, 而制动减速度则应小于货车上坡时的自然减速度, 以防止牵引索在启、制动运行阶段松弛。

8.1.3 承载索的选择和计算

8.1.3.1 承载索的形式和拉紧方式

永久性的往复式索道承载索一般选用密封型钢绳; 临时性或小运量的简易往复式索道可选用 7×7 同向捻钢绳作承载索。速度大的单跨往复式索道承载索中间不宜使用套筒连接。

承载索可采用重锤拉紧, 也可采用两端锚固拉紧。两端锚固拉紧虽有承载索的拉力受环境温度影响和随货车在跨度中间位置而变化的缺点, 但这种方式简单, 设备少, 常优先采用。同时注意到, 为了满足承载索在货车行近支架或端站时的最低拉力要求, 而又不失货车行至跨中央时拉力增大的安全性, 要将承载索的规格选得大些。这样承载索的购制费有所增加, 但它对除跨两端小范围以外的大部分曲线长度而言, 货车的运行条件和承载索的使用条件都可改善。

8.1.3.2 集中载荷计算

对于双线往复式货运索道可以采用简便的计算方法,忽略牵引索拉力会对货车的附加载荷起减小作用的因素,将集中载荷计为:

$$\left. \begin{aligned} Q_s &= Q + \frac{1}{2} q_0 l \\ Q_k &= Q_0 + \frac{1}{2} q_0 l \end{aligned} \right\} \quad (2-8-6)$$

式中 Q_s ——重车侧集中载荷, N;
 Q_k ——空车侧集中载荷, N;
 Q ——重货车重力, N;
 Q_0 ——空货车重力, N;
 q_0 ——牵引索每米重力, N/m;
 l ——跨距, m。

对于要求较高的往复式索道计算也可采用不计集中载荷的方法,详见本篇第九章。重货车产生的轮压计算:

$$R = 1.1 \frac{Q_s}{j} \quad (2-8-7)$$

式中 j ——货车车轮数。

8.1.3.3 承载索的最小拉力

(1) 按耐久条件,承载索的最小拉力和轮压之比应符合公式(2-8-1)的要求。往复式索道承载索所通过的轮次含有返空货车的轮次,必须将返空轮次化成重车轮次计算,年通过轮次总数应按下式计算:

$$N = \left[1 + \left(\frac{Q_k}{Q_s} \right)^2 \right] \frac{j A_s}{Z A_s} \quad (2-8-8)$$

式中 A_s ——年运量, t;

A_s ——货车有效装载量, t;

$\frac{Q_k}{Q_s}$ ——空货车和重货车载荷之比;

j ——运行小车的轮次;

Z ——往复式索道的轨数,双轨为2,单轨为1。

对于采用7×7钢绳作承载索的临时性简易索道,最小拉力满足下式即可:

$$\frac{T_{\min}}{R} \geq 30 \quad (2-8-9)$$

式中 $T_{\min}$ ——承载索最小拉力, N;

R ——轮压, N。

(2) 为了使货车的运行轨道平滑,有利于货车稳定运行,一般还应满足:

$$T_{\min} \geq 8 \sim 10 Q_s \quad (2-8-10)$$

$$f_{\max} \leq 0.05 \sim 0.06 l \quad (2-8-11)$$

式中 $f_{\max}$ ——最大挠度, m;

Q_s ——重货车集中载荷, N;

l ——跨距, m。

8.1.3.4 承载索的安全系数

承载索安全系数(钢绳破断拉力和最大拉力之比) n ;

对密封钢绳: $n \geq 3$ (永久性索道)

$n \geq 2.5$ (临时性索道)

对7×7钢绳: $n \geq 4$

承载索的最大拉力要考虑高差和摩擦力的影响,采用重锤拉紧的承载索可按本篇9.1.11.4的有关公式计算。

8.1.3.5 两端锚固的承载索拉力计算

两端锚固的承载索拉力和环境温度以及集中载荷的位置有关,在最低气温下重货车运行至跨距中点产生最大拉力。

单跨索道两端锚固承载索拉力计算可以采用以下公式:

1. 安装拉力

在确定承载索许用的最大拉力后,应求出安装时所应具有初拉力,安装拉力按下式求:

$$T_{j0}^2 + T_{j0}^2 \left\{ \frac{EF}{24000T_{jm}^2} \left[G^2 + 3Q_m(Q_m + G) \right] \cos^2 \alpha - T_{jm} + e(t_0 - t_{min}) \right\} \\ \times \frac{EF}{1000} = \frac{EF}{24000} G^2 \cos^2 \alpha \quad (2-8-12) \textcircled{*}$$

$$G = \frac{q_0 l}{\cos \alpha}$$

安装时可以通过测量挠度的方法来保证所需的初拉力。

2. 货车在跨中时的承载索拉力

如图2-8-4所示,当货车在跨中距跨端 x 距离时承载索的平均拉力按下式求:

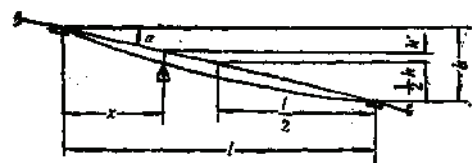


图 2-8-4 两端锚固承载索拉力计算示意图

● 公式(2-8-12)的最终化简公式为:

$$x^3 + Bx^2 = D$$

根据一般的一元三次方程标准的求解方法,可导出本简化式的特定求解公式:

(1) 判别式

$$\Delta = \left(\frac{D}{2} \right)^3 - \left(\frac{B}{3} \right)^3 D$$

(2) 方程的根

当 $\Delta > 0$ 时, 只有一个实根, 即,

$$x = \sqrt[3]{R + \sqrt{\Delta}} + \sqrt[3]{R - \sqrt{\Delta}} - \frac{B}{3}$$

式中 $R = \frac{D}{2} - \left(\frac{B}{3} \right)^3$

当 $\Delta < 0$ 时, 有三个实根

$$x_1, x_2, x_3 = \frac{B}{3} \left(2 \cos \frac{\phi + 2k\pi}{3} - 1 \right) \quad (k=0, 1, 2)$$

式中 $\phi = \cos^{-1} \left[\frac{D}{2} \left(\frac{B}{3} \right)^{-3} - 1 \right]$

当 $\Delta = 0$ 时, 有三个实根。且有重根

$$x_1 = 2 \sqrt[3]{R} - \frac{B}{3}$$

$$x_2 = x_3 = \sqrt[3]{-R} - \frac{B}{3}$$

因为拉力值不能为负,所以在求根的过程中凡负值均可舍去。

$$T_{js} + T_{js} \left\{ \frac{EF}{24000T_{js}} \left[G^2 + 3Q_m(Q_m + G) \right] \cos^2 \alpha - T_{jm} + \varepsilon(t_s - t_{min}) \frac{EF}{1000} \right\} = \frac{EF}{24000} \left[G^2 + 12Q_m(Q_m + G) - \frac{x(l-x)}{l^2} \right] \cos^2 \alpha \quad (2-8-13) \textcircled{\bullet}$$

式中 T_{js} ——承载索安装拉力(平均值), kN, $\textcircled{\bullet}$

T_{jm} ——重货车位于跨距中点时承载索最大平均拉力, kN;

T_{js} ——货车距跨端 x 距离处的承载索平均拉力, kN;

E ——钢绳的弹性模数, 对于密封钢绳 $E = 1.6 \times 10^5 \text{MPa}$, 对于 7×7 钢绳 $E = 1.4 \times 10^5 \text{MPa}$;

F ——钢绳的金属断面积, mm^2 ;

x ——货车距跨端的水平距, mm;

ε ——钢的线胀系数, $\varepsilon = 0.000011$;

G ——跨距内的承载索重力, kN;

q_m ——承载索每米重力, kN/m;

Q_m ——和 T_{jm} 对应的位于跨距中点的集中载荷, 以 Q_m 代入计算, kN;

Q_m ——货车距跨端 x 时的集中载荷, 对重货车以 Q_m 代, 对空货车以 Q_m 代, kN;

t_{min} ——环境最低气温, $^{\circ}\text{C}$;

t_0 ——安装时的环境温度, $^{\circ}\text{C}$;

t_s ——货车运行当时气温, $^{\circ}\text{C}$;

α ——弦倾角, $(^{\circ})$ 。

当 $t_s = t_0$ 、 $x = 0$ 时, 则公式 (2-8-13) 和公式 (2-8-12) 完全相同。

3. 货车作用点的承载索拉力

求货车作用点的承载索拉力是为了计算货车在线路中的爬坡角, 可按已计算的平均拉力求出:

$$T_t = T_{js} \pm q_m h' \quad (2-8-14)$$

$$h' = \frac{h(l-2x)}{2l}$$

式中 T_t ——货车所在位置承载索拉力, N;

l ——跨距, m;

h ——跨间两端高差, m;

h' ——计算点和跨距中点的高差, m。

其余符号同前。

8.1.4 牵引计算

8.1.4.1 预选牵引索

往复式索道的牵引索常用 6×7 或 $6 \times (19)$ 型钢绳。预选牵引索时, 先应估算所受的最大静拉力。

$\textcircled{\bullet}$ 化简推导与式 (2-8-12) 完全相同。

$\textcircled{\bullet}$ 此处用 kN 可避免解三次方程时运算数值过大。

$$t_{\max} \approx t_0 + q_0 H + Q_0 \sin \psi_{\max} \quad (2-8-15)$$

$$\operatorname{tg} \psi_{\max} = \operatorname{tg} \alpha + \frac{l}{2T \cos \alpha} \left(\frac{q_0}{\cos \alpha} + \frac{Q_0}{l} \right)$$

式中 $t_{\max}$ ——最大静拉力, N;

H ——线路高差, m;

t_0 ——牵引索初拉力, N;

q_0 ——牵引索每米重力, N/m;

$\psi_{\max}$ ——货车行近跨端时的最大爬坡角, ($^\circ$);

α ——弦倾角, ($^\circ$);

l ——跨距, m;

T ——承载索拉力, 对重锤拉紧取跨距中点的拉力, 双端锚固拉紧时取端点的拉力, N;

q_0 ——承载索每米重力, N/m;

Q_0 ——重货车集中载荷, N。

牵引索初拉力对牵引索的选择影响甚大, 初拉力的选择应满足下列要求:

(1) 使牵引索在驱动轮上产生足够的粘着力, 保证在最不利运行条件下不打滑。

(2) 应和承载索的拉力匹配, 使牵引索的悬垂曲线和重货车在大跨度中的运动轨迹接近从而使牵引索对货车作用的附加载荷最小。

(3) 保证牵引索对地面跨越物的安全距离。

一般通过试算确定最合适的初拉力。

牵引索所需的破断力,

$$t_p \geq 4.5 t_{\max} \quad (2-8-16)$$

简易往复式索道按以下经验选取牵引索和初拉力:

$$d_0 \approx \frac{1}{2} d_s \quad (2-8-17)$$

$$t_0 \geq 1000 q_0 \quad (2-8-18)$$

式中 d_0 ——牵引索直径;

d_s ——承载索直径。

8.1.4.2 牵引力计算

1. 等速运行时驱动轮上的圆周力

$$P = \Sigma F_1 + \Sigma F_2 + \Sigma F_3 \quad (2-8-19)$$

式中 ΣF_1 ——货车在运行切线方向的重力分力代数和, N;

ΣF_2 ——货车行走阻力之和, N;

ΣF_3 ——导向轮和托索滚轮(组)的阻力和, N。

对于双轨往返式索道:

$$\Sigma F_1 = \pm (Q_1 \sin \psi_1 - Q_2 \sin \psi_2) \quad (2-8-20)$$

$$\Sigma F_2 = f_1 Q_1 \cos \psi_1 + f_2 Q_2 \cos \psi_2 \approx f_0 (Q_1 + Q_2) \cos \alpha \quad (2-8-21)$$

$$\Sigma F_3 \approx 2 q_0 \left(L - \frac{l}{2} \right) f_1 + \Sigma C_i f_i \quad (2-8-22)$$

式中 Q_s ——重货车集中载荷, N;
 Q_k ——空货车集中载荷, N;
 α ——弦倾角, ($^\circ$);
 f_0 ——货车运行阻力系数, 取 $f_0 = 0.006$;
 f_1 ——牵引索的阻力系数, 取 $f_1 = 0.01 \sim 0.015$;
 C_1 ——导向轮或滚轮组的阻力系数, 可查表求得 (表2-6-5、2-6-6);
 t_1 ——牵引索在导向轮或滚轮组上的拉力, 对于低端站内的导向轮可取初拉力, 高端站内的索引索拉力随货车运行位置变化, 可取平均值计算, N;
 L ——线路水平长度, m;
 l ——跨距, 对多跨线路 l 取平均值, 对单跨线路 $l = L$, m;
 ψ_s ——重货车爬坡角, ($^\circ$);
 ψ_k ——空货车爬坡角, ($^\circ$).

重、空货车爬坡角随所在跨间的不同和跨中位置不同而变化, 可按式求:

$$\operatorname{tg} \psi = \operatorname{tg} \alpha + \frac{l-2x}{2T \cos \alpha} \left(\frac{q_0}{\cos \alpha} + \frac{Q}{l} \right) \quad (2-8-23)$$

式中 Q ——集中载荷, 对重货车以 Q_s 代, 对空货车以 Q_k 代, N;
 其余符号同前。

2. 启、制动时的惯性力

$$J = \Sigma M a \quad (2-8-24)$$

$$\Sigma M = A_s + 2A_k + 2q_0' L_0 + 0.6 \Sigma G + m$$

式中 ΣM ——运动系统内的变位质量, kg;

a ——加(减)速度, m/s^2 ;

A_s ——货车有效装载量, kg;

A_k ——空货车质量, kg;

q_0' ——牵引索每米质量, kg/m ;

L_0 ——索道斜长, m;

ΣG ——回转轮的总质量, kg;

m ——电动机和减速机回转部件换算到驱动轮缘上的质量, kg。

8.1.4.3 牵引力图及牵引校核

1. 绘制牵引力图的目的

(1) 在牵引索拉力图中, 找出最大的静拉力值进行安全系数校核;

(2) 通过重、空车两侧牵引索拉力图的对比, 找出牵引索在驱动轮上附着的最不利情况进行防滑安全校核;

(3) 获得反映货车在线路不同位置时驱动轮圆周力变化的图形, 进行等效功率计算和电动机过载系数的校核。

2. 牵引力图的绘制

如图2-8-5所示, 牵引力图可按以下方法和步骤进行:

(1) 对于承载索为重锤拉紧的往复式索道, 货车在跨内运行的重力切向分力近似按直线变化。因此只要求出货车行近跨左端与跨右端的爬坡角和重力分力, 以跨距为横座

标, 力为纵座标, 连接直线即得重力的切向分力图。

(2) 对于两端锚固的往复式索道, 由于货车靠近跨端时拉力减少较甚, 重力切向分力在两端将出现较陡的变化, 为求得启、制动力的较准确值, 除计算两端的重力分力外, 在货车加速启动的终了位置和减速制动的起始位置再增加计算点, 然后分段连接直线。

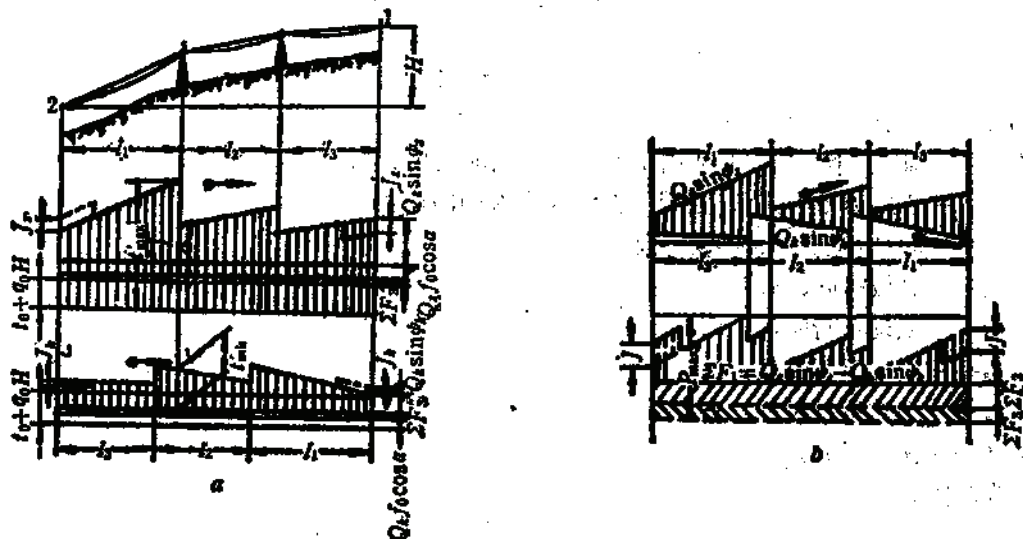


图 2-8-5 牵引力图

a—牵引索拉力图; b—圆周力图

1—驱动端; 2—拉紧端

(3) 重、空车重力分力图的横座标反向, 两图纵座标相减, 得到克服重力的圆周力图。

(4) 索道的运行阻力和惯性力为近似不变的量, 采用平行作图法进行纵座标值相加(减)。

(5) 牵引力图反映的是驱动轮出侧和入侧的拉力变化。对较简单的单跨索道也可省略不画。

3. 牵引校核

(1) 牵引索的抗拉安全系数, 应满足在最大静拉力时, $n \geq 4.5$ 。

(2) 牵引索在驱动轮上的附着安全校核:

$$\xi = \frac{t'_{\min}(e^{\mu\alpha} - 1)}{t'_{\max} - t'_{\min}} \geq 1.25 \quad (2-8-25)$$

式中 $t'_{\max}, t'_{\min}$ ——牵引索两侧拉力图中相互对应的最大和最小拉力;

$e^{\mu\alpha}$ ——附着系数;

ξ ——附着安全系数。

8.1.4.4 电动机的选择计算

往复式货运索道驱动机的牵引力依运行循环时间呈周期变化, 电动机功率按发热条件选择, 然后按过载能力校核。

1. 等效力的计算

$$P_e = \sqrt{\frac{\sum P_i^3 t_i}{T_e}} \quad (2-8-26)$$

$$\Sigma p^2 t = \sum_{i=1}^n A_i$$

$$A_i = \frac{P_{i1}^2 + P_{i2}^2}{2} \Delta t_i \quad (\text{当 } P_{i1} \text{ 和 } P_{i2} \text{ 相差较小时})$$

或
$$A_i = \frac{P_{i1}^2 + P_{i1}P_{i2} + P_{i2}^2}{3} \Delta t_i \quad (P_{i1} \text{ 和 } P_{i2} \text{ 相差较大时})$$

$$T_e = \frac{1}{2}t_1 + \frac{1}{2}t_2 + t_3 + \frac{1}{3}\theta$$

式中 P_e ——等效圆周力, N;

P_{i1} ——圆周力图中第 i 段圆周力直线起始点的圆周力值, N;

P_{i2} ——圆周力图中第 i 段圆周力直线终止点的圆周力值, N;

Δt_i ——从 P_{i1} 至 P_{i2} 的延续时间, s;

T_e ——等效时间, s;

t_1 ——启动运行时间, s;

t_2 ——制动运行时间, s;

t_3 ——等速运行时间, s;

θ ——休止时间, s;

2. 等效功率

对动力运行,

$$N_e = \frac{P_e v}{1000 \eta} \quad (2-8-27)$$

对制动运行,

$$N_e = \frac{P_e v}{1000 \eta} \quad (2-8-28)$$

式中 N_e ——等效功率, kW;

v ——最大运行速度, m/s;

η ——效率, 动力运行取 0.85, 制动运行取 0.95。

选择电动机额定功率 $N_N > N_e$ 。

3. 校验电动机的过载系数

$$\gamma = \frac{P_{max}}{P_N} < 0.75 \gamma_m \quad (2-8-29)$$

$$P_N = \frac{1000 N_e}{v \eta} \quad (\text{动力运行})$$

$$P_N = \frac{1000 N_e}{v \eta} \quad (\text{制动运行})$$

式中 γ_m ——电动机的额定过载系数;

P_{max} ——运行循环中圆周力的最大值, N;

P_N ——电动机的额定出力, N。

4. 功率的简便计算

对于小型简易往复式索道电动机功率计算可以采用简便的计算方法:

对动力运行,

$$N = \frac{K P_1 v}{1000 \eta} \quad (2-8-30)$$

$$P_1 = \pm Q_s \sin \alpha + f(2Q_s + Q_g + 2q_s L) \cos \alpha$$

对制动运行:

$$N = \frac{K P_f v \eta}{1000} \quad (2-8-31)$$

式中 K ——电动机功率备用系数, 取1.2~1.3;

P_f ——平均的圆周力, N;

f ——阻力系数, 取0.01~0.015;

Q_0 ——空货车重力, N;

Q ——货车的有效荷载, N;

其余符号同前。

8.1.5 往复式货运索道计算例题

设计一条下放矿石的往复式索道。线路平距700m, 高差250m, 年运量40万t/a, 折合小时能力80t/h, 松散矿石密度 $\gamma = 1.5 \text{ t/m}^3$, 最大温差40°C。

根据地形条件确定采用单跨双轨往复式索道。承载索采用两端锚固, 牵引系统如图2-8-6b所示, 计算过程如下:

8.1.5.1 基本参数的选择和计算

1. 索道弦长

$$L_0 = \sqrt{L^2 + H^2} = \sqrt{700^2 + 250^2} = 745 \text{ m}$$

2. 弦倾角

$$\alpha = \text{tg}^{-1} \frac{H}{L} = \text{tg}^{-1} \frac{250}{700} = 20^\circ$$

3. 选择货车速度

取 $v = 8 \text{ m/s}$

4. 启、制动时的加速度

取 $a_1 = a_2 = 0.5 \text{ m/s}^2$

5. 启、制动阶段运行时间

$$t_1 = t_2 = \frac{v}{a} = \frac{8}{0.5} = 16 \text{ s}$$

6. 匀速运行时间

$$t_3 = \frac{L_0}{v} - \frac{t_1 + t_2}{2} = \frac{745}{8} - 16 = 77.125$$

取78s

7. 停歇时间

取 $\theta = 20 \text{ s}$

8. 运行循环时间

$$t = t_1 + t_3 + t_2 + \theta = 16 + 78 + 16 + 20 = 130 \text{ s}$$

9. 货车选择

有效装载量:

$$A_s = \frac{A_h t}{3.6} = \frac{80 \times 130}{3.6} = 2890 \text{ kg}$$

选货车有效容积: 2 m^3 , 实际有效装载量:

$$A_s = 1000 \gamma v = 1000 \times 1.5 \times 2 = 3000 (\text{kg})$$

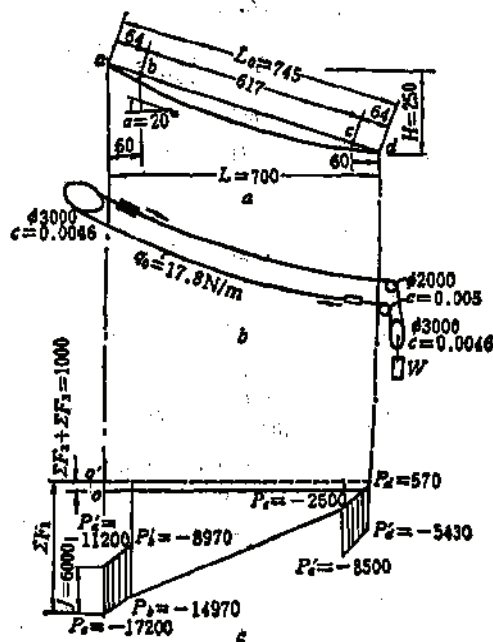


图 2-8-6 计算示意图

a—纵断面; b—牵引系统; c—圆周力图

空货车质量: $A_0 = 800 \text{ kg}$

小车行走轮数: $i = 6$

10. 牵引索

初选 6×7 同向捻钢丝绳, $d = 22.5 \text{ mm}$,

$\sigma_s = 1520 \text{ MPa}$,

$q_0' = 1.81 \text{ kg/m}$, $q_0 = 1.81 \times 9.81 = 17.8 \text{ N/m}$

破断拉力,

$$T_p = 0.88 \times 29400 \times 9.81 = 253800 \text{ N}$$

11. 计算集中载荷

$$Q_s = (A + A_0)g + 1/2 q_0 L = 43500 \text{ N}$$

$$Q_A = A_0 g + 1/2 q_0 L = 14100 \text{ N}$$

12. 承载索

初选密封索直径 $d_s = 47 \text{ mm}$

$\sigma_s = 1370 \text{ MPa}$, $F = 1460 \text{ mm}$,

$q_s = 122.6 \text{ N/m}$, $T_s = 1801120 \text{ N}$,

13. 跨内承载索的总荷载

$$G = \frac{q_s L}{\cos \alpha} = \frac{122.6 \times 700}{\cos 20^\circ} = 91300 \text{ N} = 91.3 \text{ kN}$$

8.1.5.2 承载索的拉力计算

1. 承载索在最低气温时允许的最大平均拉力

$$T_{sm} = \frac{T_p}{n} - \frac{H}{2} q_s = \frac{1801120}{8} - \frac{250}{2} \times 122.6 = 585000 \text{ N} \quad (1)$$

2. 最高气温下的承载索平均拉力

1) 货车在跨端位置时

∵ 当 $t_s = t_0$, $x = 0$ 时公式 (2-8-13) 可变成公式 (2-8-12), 故按 (2-8-12) 计算。公式等号左边为:

$$\begin{aligned} T_{js} + T_{js} \left\{ \frac{EF}{24000 \times 585^2} [G^2 + 3Q_s(Q_s + G)] \cos^2 \alpha - T_{sm} + \epsilon \Delta t \frac{EF}{1000} \right\} \\ = T_{js} + T_{js} \left\{ \frac{160000 \times 1460}{24000 \times 585^2} [91.3^2 + 3 \times 43.5 \times (43.5 + 91.3)] \times 0.94^2 \right. \\ \left. - 585 + 0.000011 \times 40 \times \frac{160000 \times 1460}{1000} \right\} = T_{js} + 169.35 T_{js} \end{aligned} \quad (2)$$

公式等号右边为:

$$\frac{EF}{24000} G^2 \cos^2 \alpha = \frac{160000 \times 1460}{24000} \times 91.3^2 \times 0.94^2 = 71690000$$

得方程式:

$$T_{js} + 169.35 T_{js} = 71690000$$

解方程得:

$$T_{js} = 365.95 \text{ kN} = 365950 \text{ N}$$

2) 货车在启动阶段终止位置和制动阶段起始位置时

两种情况货车距跨端距离相等, 即:

$$x_1 = x_2 = \frac{1}{2} v^2 \cos \alpha = 1/2 \times 8 \times 16 \times 0.94 = 60 \text{ m}$$

(1) 重车距跨端 $x = 60 \text{ m}$ 时的平均拉力

应用公式 (2-8-13) 计算。

公式等号左边的代入值及计算结果同(2)式;

右边: 将 $Q_x = Q_s = 43.5 \text{ kN}$ 代入得:

$$\frac{EF}{24000} \left[G^2 + 12Q_x(Q_x + G) \frac{x(l-x)}{l^2} \right] \cos^2 \alpha = \frac{160000 \times 1460}{24000} \\ \times \left[91.3^2 + 12 \times 43.5 \times (43.5 + 91.3) \times \frac{60 \times (700 - 60)}{700^2} \right] \\ \times 0.94^2 = 119115000$$

解方程式:

$$T_{1x} + 169.35T_{2x} = 119115000$$

得: $T_{1x} = 441.57 \text{ kN} = 441570 \text{ N}$

(2) 空车距跨端 $x = 60 \text{ m}$ 时的平均拉力

同理, 只需将 $Q_x = Q_s = 14.1 \text{ kN}$ 代入, 计算公式右边值:

$$\frac{160000 \times 1460}{24000} \times \left[91.3^2 + 12 \times 14.1 \times (14.1 + 91.3) \times \frac{60 \times (700 - 60)}{700^2} \right] \times 0.94^2 \\ = 83709700$$

解方程:

$$T_{1x} + 169.35T_{2x} = 83709700$$

得: $T_{1x} = 387.66 \text{ kN} = 387660 \text{ N}$

3) 重货车位于跨中间点时

此时承载索的平均拉力也等于重货车作用位置处的拉力

将 $Q_x = Q_s$, 及 $x = 1/2l$ 代入公式

得方程: $T_{1x} + 169.35T_{2x} = 222982000$

解出: $T_{1x} = T'_{2x} = 554.88 \text{ kN} = 554880 \text{ N}$

3. 计算货车所处位置的承载索拉力

应用公式(2-8-14)计算:

在a点:

$$T_{1,a} = T_{2,a} = T_{1b} + \frac{1}{2} H q_c = 365950 + 1/2 \times 250 \times 122.6 = 381300 \text{ N}$$

在b点:

$$T_{1,b} = T_{1x} + \frac{H(L-2x)}{2L} q_c = 441570 + \frac{250 \times (700 - 2 \times 60)}{2 \times 700} \times 122.6 \\ = 441570 + 12700 = 454270 \text{ N}$$

$$T_{2,b} = T_{1x} + \frac{H(L-2x)}{2L} q_c = 387660 + 12700 = 400360 \text{ N}$$

在c点:

$$T_{1,c} = T_{1x} - \frac{H(L-2x)}{2L} q_c = 441570 - 12700 = 428870 \text{ N}$$

$$T_{2,c} = T_{1x} - \frac{H(L-2x)}{2L} q_c = 387660 - 12700 = 374960 \text{ N}$$

在d点:

$$T_{1,d} = T_{2,d} = T_{1c} - \frac{1}{2} H q_c = 365950 - 1/2 \times 250 \times 122.6 = 350600 \text{ N}$$

8.1.5.3 承载索的校核

1. 按使用寿命条件检查

由公式(2-8-8)求承载索年通轮次数,

$$N = \left[1 + \left(\frac{Q_k}{Q_s} \right)^2 \right] \frac{j A_s}{2 A_s} = \left[1 + \left(\frac{14100}{43500} \right)^2 \right] \frac{6 \times 4 \times 10^5}{2 \times 3} = 4.42 \times 10^5 \text{ 次}$$

当量轮次数

$$N' = 0.6 \times 10^{-6} N = 0.6 \times 10^{-6} \times 4.42 \times 10^5 = 0.25 (\text{万次}) < 10^2 \text{次}$$

根据公式(2-6-1), 应满足的要求为:

$$\frac{T_{\min}}{R} > 40$$

$$\therefore R = 1.1 \frac{Q_s}{f} = 1.1 \times \frac{43500}{6} = 7975 \text{ N}$$

$$T_{\min} = T_{\max} = 350600$$

$$\frac{T_{\min}}{R} = \frac{350600}{7975} = 43.96 > 40 \quad (\text{满足})$$

2. 最小拉力和集中载荷之比

取 $T_{\min} > 8Q_s$

$$T_{\min} = 8 \times 43500 = 348000 \text{ N} < T_{\max} \quad (\text{满足})$$

3. 最大挠度

$$f_{\max} = \frac{P}{8T'_{\min} \cos \alpha} \left(\frac{q_s}{\cos \alpha} + \frac{2Q_s}{l} \right) = \frac{700^3}{8 \times 554880 \times 0.94} \left(\frac{122.6}{0.94} + \frac{2 \times 43500}{700} \right) \\ = 30.07 \text{ m}$$

$$\frac{f_{\max}}{l} = \frac{30.07}{700} = 0.043 < 0.05 \quad (\text{满足})$$

4. 抗拉安全系数

因式(1)的计算已控制在最低温度时最大拉力点的安全系数 $n = 3$, 故不必再验算。

3.1.5.4 牵引计算

1. 牵引索初拉力确定

为使牵引索对货车的附加载荷不至过大, 保持和承载索合理的拉力匹配, 初步确定初拉力 $f_s = 25000 \text{ N}$ (此时牵引索的挠度系数为1400, 空索时的最大挠度约为45m)。

2. 货车重力分力计算

按公式(2-8-23)分别计算重、空货车在 a 、 b 、 c 、 d 位置上的爬坡角, 并计算重力分力值, $Q_{s(a)}, \sin \varphi_{s(a)}$, 将结果列入表2-8-1中。

重力分力值计算

表 2-8-1

项 目		a	b	c	d
爬 坡 角 (°)	重车 φ_s	23.90	25.30	12.74	9.08
	空车 φ_s	27.07	2550	15.58	11.53
重 力 分 力 (N)	重车 F_s	21020	19270	9590	8850
	空车 F_s	8420	6090	3300	2820

3. 克服重力的圆周力

$$\Sigma F_{1a} = -(F_{s(a)} - F_{s(a)}) = -(21020 - 2820) = -18200 \text{ N}$$

$$\Sigma F_{1b} = -(F_{s(b)} - F_{s(b)}) = -(19270 - 3300) = -15970 \text{ N}$$

$$\Sigma F_{1c} = -(F_{s(c)} - F_{s(c)}) = -(9590 - 6090) = -3500 \text{ N}$$

$$\Sigma F_{1d} = -(F_{s(d)} - F_{s(d)}) = -(8850 - 6420) = -2430 \text{ N}$$

4. 货车行走阻力

$$\Sigma F_s = f_s Q_s \cos \alpha + f_s Q_s \cos \alpha = 0.006 \times 43500 \times 0.94 + 0.006 \times 14100 \times 0.94 \\ = 330 \text{ N}$$

5. 牵引索在绕导轮上的阻力

根据牵引系统图查表2-6-5、2-6-6求出各导向轮的阻力系数。(见图2-8-6中的导向轮标注)

牵引索绕过下部导向轮的平均拉力取:

$$t_1 = t_2 = 25000 \text{ N}$$

牵引索绕过上站导向轮的平均拉力取:

$$t_2 = \frac{t_1 + t_2}{2} \approx t_0 + q_0 H + \frac{1}{2} (Q_2 + Q_3) \sin \alpha = 25000 + 17.8 \times 250 + \frac{1}{2}$$

$$\times (43500 + 14100) \sin 20^\circ = 39300 \text{ N}$$

$$\begin{aligned} \Sigma F_1 &= 2q_0(L-1/2)f_1 + \Sigma C_i t_i = 2 \times 17.8 \times (700 - 1/2 \times 700) \times 0.01 \\ &\quad + 25000 \times (2 \times 0.005 + 0.0046) + 39300 \times 0.0046 \\ &= 670 \text{ N} \end{aligned}$$

6. 启、制动惯性力

运动系统变位质量:

导向轮总质量 $\Sigma G = 5000 \text{ kg}$

电机及减速机的变位质量: 1700 kg

$$\begin{aligned} \Sigma M &= 2A_1 + A_2 + 2q_0 L_0 + 0.6 \Sigma G + m = 2 \times 800 + 3000 + 2 \times 1.81 \times 745 + 0.6 \\ &\quad \times 5000 + 1700 = 12000 \text{ kg} \end{aligned}$$

$$J = \Sigma M \cdot a = 12000 \times 0.5 = 6000 \text{ N}$$

7. 驱动轮的圆周力

如图2-8-6, c 所示,

$$P_1 = \Sigma M_{1,0} + \Sigma F_1 + \Sigma F_2 = -18200 + 330 + 670 = -17200 \text{ N}$$

$$P'_1 = P_1 + J = -17200 + 6000 = -11200 \text{ N}$$

$$P_2 = \Sigma F_{1,2} + \Sigma F_2 + \Sigma F_3 = -15970 + 330 + 670 = -14970 \text{ N}$$

$$P'_2 = P_2 + J = -14970 + 6000 = -8970 \text{ N}$$

$$P_3 = \Sigma F_{1,3} + \Sigma F_3 + \Sigma F_4 = -3500 + 330 + 670 = -2500 \text{ N}$$

$$P'_3 = P_3 - J = -2500 - 6000 = -8500 \text{ N}$$

$$P_4 = \Sigma F_{1,4} + \Sigma F_4 + \Sigma F_5 = -430 + 330 + 670 = 570 \text{ N}$$

$$P'_4 = P_4 - J = 570 - 6000 = -5430 \text{ N}$$

8.1.5.5 电动机功率的计算

1. 等效功率

对力图中圆周力的三段直线分别计算 $P^2 t$ 值:

$$A_1 = \frac{P_1'^2 + P_2'^2}{2} t_1 = \frac{(-11200)^2 + (-8970)^2}{2} \times 16 = 1.65 \times 10^8$$

$$A_2 = \frac{P_2'^2 + P_3 P_2 + P_3'^2}{3} t_2 = \frac{(-14970)^2 + (-14940) \times (-2500) + (-2500)^2}{3} \times 78$$

$$= 6.96 \times 10^8$$

$$A_3 = \frac{P_3'^2 + P_4'^2}{2} t_3 = \frac{(-8500)^2 + (-5430)^2}{2} \times 16 = 8.14 \times 10^8$$

$$\Sigma P^2 t = A_1 + A_2 + A_3 = 9.424 \times 10^8$$

$$T_x = (t_1 + t_2)/2 + t_3 + \theta/3 = 1/2 \times (16 + 16) + 78 + 20/3 = 101.8$$

$$P_x = \sqrt{\frac{\Sigma P^2 t}{T_x}} = \sqrt{\frac{9.424 \times 10^8}{101}} = 9660 \text{ N}$$

2. 等效功率

$$N_x = \frac{P_x v}{1000 \eta} = \frac{9660 \times 8}{1000} \times 0.95 = 73.4 \text{ N}$$

3. 根据速比匹配, 选择JR116-6电动机

$$N_H = 95 \text{ kW} \quad \gamma_m = 1.8$$

电动机的额定出力

$$P_H = \frac{1000 N_H}{v \eta} = \frac{1000 \times 95}{8 \times 0.95} = 12500 \text{ N}$$

电动机的过载系数

$$\lambda = \frac{P_{max}}{P_H} = \frac{P_2}{P_H} = \frac{14970}{12500} = 1.2 < 0.75 \gamma_m \quad (\text{安全})$$

8.1.5.6 牵引校核

1. 牵引索的安全系数

牵引索的最大静拉力发生在重货车离开上端站时

$$\begin{aligned} t_{max} &= t_0 + F_{res} + q_s H - f_s Q_s \cos \alpha - \frac{1}{2} \Sigma F_s \\ &= 25000 + 21020 + 17.8 \times 250 - 250 - 1/2 \times 670 \\ &= 49880 \text{ N} \\ n &= \frac{t_p}{t_{max}} = \frac{253800}{49880} = 5.08 > 4.5 \quad (\text{安全}) \end{aligned}$$

2. 驱动轮的附着安全系数

从圆周力图可看出附着最不利位置发生在等速开始阶段:

$$\begin{aligned} t'_{max} &= t_0 + F_{res} + q_s H - f_s Q_s \cos \alpha - \frac{1}{2} \Sigma F_s \\ &= 25000 + 19270 + 17.8 \times 250 - 250 - 340 \\ &= 48130 \text{ N} \\ t'_{min} &= t_0 + F_{res} + q_s H + f_s Q_s \cos \alpha + \frac{1}{2} \Sigma F_s \\ &= 25000 + 3300 + 4450 + 80 + 340 \\ &= 33170 \text{ N} \end{aligned}$$

设 $e^{\mu\alpha} = 1.65$

$$\text{则 } \xi = \frac{t'_{min}(e^{\mu\alpha} - 1)}{t'_{max} - t'_{min}} = \frac{33170 \times (1.65 - 1)}{48130 - 33170} = 1.44 > 1.25 \quad (\text{安全})$$

8.2 堆货索道

堆货索道在矿山也称为废石索道或排矸索道。工业排弃物运至远离生产或生活区的排弃场处理时, 采用架空索道运输可避免中间转载, 不必借助其它堆积机械, 还可最大限度地节省用地, 因此在技术经济上具有突出的优点。

往复式堆货索道, 运输能力受运距限制, 因此一般应用于排弃场允许设在车间出口附近场合。

循环式堆货索道的能力不受运距限制, 一般为100~150t/h, 最大可达340t/h, 其应用面更广。

矿山废石索道的运输不均匀系数应根据实际情况适当增大, 由选矿厂供料的 $C = 1.25$; 由矿井或坑口供料的取 $C = 1.5$ 。

8.2.1 栈卸式堆货索道

8.2.1.1 一般技术要求

1. 适用条件

物料的堆积性能要好, 不会发生堆体突然坍塌。

2. 线路设计

图2-8-7为典型的栈卸式堆货索道纵断面图。过渡站将承载索架设的线路和铺设于料堆上的栈架硬轨连接起来, 用凹形滚轮组使运行的货车过渡。排弃场设在装载站的出口时, 装载站的站口设施可取代过渡站而形成最简的形式(如西华山2[#]废石索道)。当选线需要时过渡站可兼转角站(如大吉山废石索道)或兼有转角的中间驱动站(如阳泉三矿的排矸索道)。带转角的过渡站有利于线路和栈架不同索距的衔接; 兼中间驱动的过渡站将不同运行速度的传动段衔接起来, 前传动段采用较高的速度使线路载荷和设备数量减少。

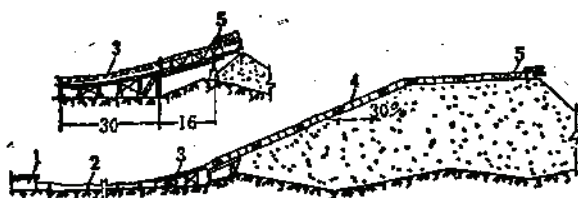


图 2-8-7 栈卸式堆货索道

1—装载站; 2—线路支架; 3—过渡站; 4—栈架; 5—移动式卸载站

3. 堆积参数的选取

排弃场从过渡站端头开始堆积, 向上堆积坡度不大于30%, 随堆积高度增高则卸载站移动间隔时间加长, 栈架材料消耗下降, 但牵引索拉力加大, 设备能力和能耗都需提高。因此要选一合理的高度, 将物料转入水平堆积, 使上述变化趋于稳定。当运输能力较小, 沿倾斜堆积的最终高度又不高时, 则只采取单一坡度堆积。堆体的容积可达数千万 m^3 。阳泉三矿排矸索道设计容积 $\sim 24 \times 16^4 m^3$, 最大堆高100m, 水平堆长达750m。

4. 牵引索拉紧装置的行程

牵引索拉紧装置的行程要适应卸载站经常推移的需要, 一般不小于50~60m。

5. 维修和管理

由于排弃的松散物料不断地压实沉降, 在卸载站的工作区段, 经常需要矫正卸载站的放置高度和方向角, 此外, 后部的栈架区也会发生堆体变形, 使平直的栈架区沿纵向弯

成凸形, 导致牵引索对栈架扁轨的附加压力增加。大吉山钨矿废石索道在1982年前由于废石山沉降变形未引起注意而逐渐形成凸形山脊, 导致栈架构件变形和频繁断裂。采取减小牵引索附加压力的措施后, 索道运行才趋正常。

8.2.1.2 栈架

如图2-8-8所示, 栈架用标准构架片等距架设, 间距3~3.3m。在构架立柱的顶部和底部撑以纵梁。为使架体稳定每隔一定架距(一般为五格)用交叉腹杆加固。沿废石堆顶面铺设的底梁(组合的槽钢结构)一直超前铺至卸载站前端, 使站体可沿其推移前进。栈架高

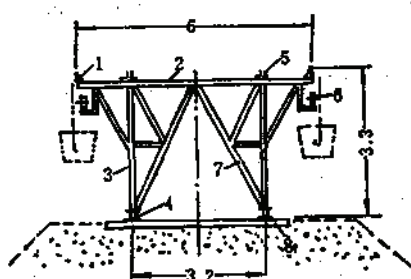


图 2-8-8 栈架横断面

1—扁轨; 2—横梁; 3—立柱; 4—底部纵梁; 5—顶部纵梁; 6—托索轮(间隔设置); 7—斜撑杆; 8—道枕

度和货车高度有关,一般不小于3m。栈架上的扁轨轨距取决于卸载站的迂回轮直径。

连续的栈架单位长度的钢材消耗量约为300kg/m。

8.2.1.3 移动式卸载站

1. 结构特点

移动式卸载站为一桁架结构体(图2-8-9),前端桁架悬臂外伸,固定迂回轮。为适应货车的迂回过渡,迂回轮直径的选择、桁架上的扁轨平竖曲线设计、货车导向板以及牵引索托轮等的设置应符合双线索道自动迂回站的有关设计要求(见本篇8.7.5)。

站体桁架的中间空档设有封闭的值班室,值班室后部配置有动力机械(液压站或绞车)。

卸载站的扁轨和栈架上的扁轨,采用的搭接过渡,以减少延伸时对接扁轨的工作量。

移动式卸载站的设计长度关系到站体工作的稳定,一般20m左右。总质量15~17t。

2. 卸载站的推进及方向角的矫正

图2-8-9所示为液压推进、升降的卸载站(用于阳泉三矿排矸索道),含有四个液压推进缸、八个升降缸及集中液压站。

液压推进缸行程400mm,后座采用棘齿制动机构定位。液压缸推出时,后座顶在底梁上,保证卸载站站体推移,收缩时后座跟随向前移位。安装在底梁腹板上的棘齿条用螺栓分段固定,可循环使用。

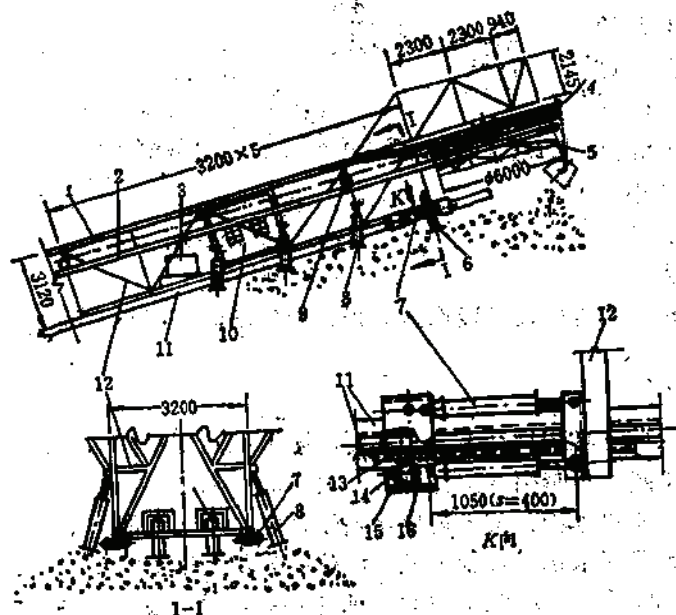


图 2-8-9 移动式卸载站

1—扁轨; 2—导向轮; 3—液压站; 4—迂回轮; 5—盘形卸载机构; 6—升降油缸; 7—推进油缸; 8—升降油缸; 9—牵引索托轮; 10—值班室; 11—栈架之前伸底梁; 12—卸载站桁架; 13—棘齿齿条; 14—制动棘齿; 15—弹簧; 16—后座

升降缸的底盘(400×400)置于废石堆上。操纵液压缸顶起卸载站桁架,再在桁架底充填废石,就可矫正卸载站的倾角和高度。

该套机构中液压缸采用矿用液压支柱的定型产品,液压站配有三柱塞乳化液泵(流量70l/min,压力15MPa)。

另一种推进机构配有两台牵引力50kW的绞车,牵引系统见图2-8-10。

以绞车为动力的升降机构采用如图2-8-11所示牵引系统。直接支承在废石堆上的独立门形架挂定滑轮组,卸载站底部框架上固定动滑轮组,将牵引绳引至绞车,开动绞车升起桁架然后再充填废石。

液压动力机构具有操作简便的优点。升降液压缸除可调整卸载站本身的位置外,还可矫正后部栈架的变位变形,对于稳定性较差的料堆管理具有较大的方便性。以绞车为动力的机构钢丝绳绕导复杂,操作麻烦,但设备简单建设容易。

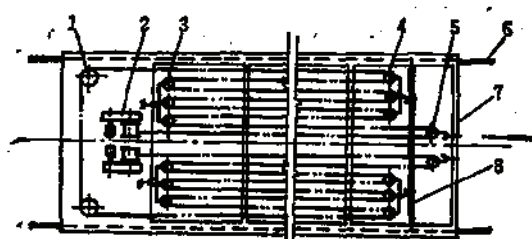


图 2-8-10 绞车牵引原理

1—水平导向轮；2—绞车；3、4—三轮滑轮组；5—单滑轮；6—机架之前伸底梁；7—卸载站底部框架；8—底梁之联系横梁

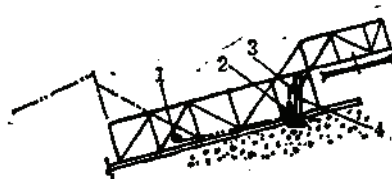


图 2-8-11 用绞车顶起卸载站

1—绞车；2、3—滑轮组；4—门形支架

8.2.2 跨卸式堆货索道

跨卸式堆货索道在国外应用较多，机械化自动化水平较高。其优点是：设备的运行状态和料堆的沉降无关，安全性好，维护工作少；对易燃物料可实现和非燃物料隔层堆积。国外矿山统计资料表明，用轨道式设备在废石堆上作业，昼夜每排弃100吨废石消耗2~3工日，有的达7工日，而跨卸式废石索道仅需消耗0.2~0.4工日。其缺点是，在平地堆置物料要架设高支架，初期投资高。

8.2.2.1 线路及排弃场的配置

1. 往复式

往复式跨卸堆货索道的侧型及排弃场的配置见图2-2-4和图2-2-5。

2. 循环式

1) 高终端站线路

如图2-8-12所示，这种线路从低处的装载站起均匀向上爬坡。在最高端设自动迂回站（迂回站内不设人值班）。排料场布置在最末一跨（图a）或者布置在包括最末跨的几个连续跨内（图b）。卸载跨距300~500m。

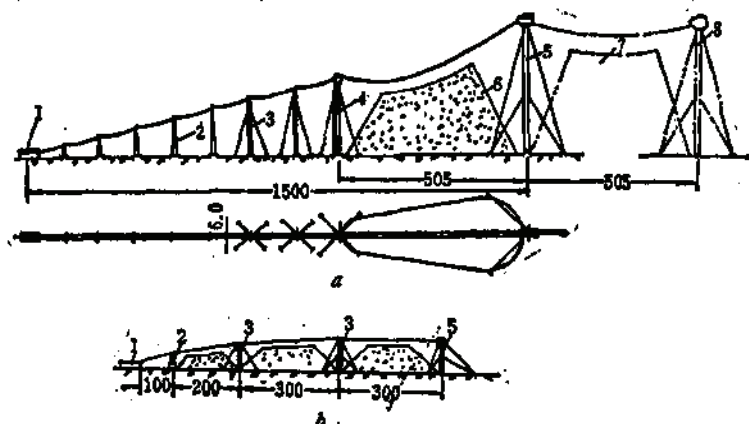


图 2-8-12 带高终端站的堆货索道

a—在一跨中卸载的；b—在多跨中卸载的

1—装载站；2—普通支架；3—桅杆式支架；4—拉锚站；5—自动迂回站；6—料堆；7—第二期料堆；8—第二期的迂回站

2) 低终端站线路

如图2-8-13所示, 这种线路把排料场布置在中间跨内, 全线呈凸起侧型。货车在终端站内脱离牵引索运行, (终端站内设人值班)。这种配置因货车可采用高速度, 故运输能力较大。此外对于低终端站的设备的安装和管理也较方便。

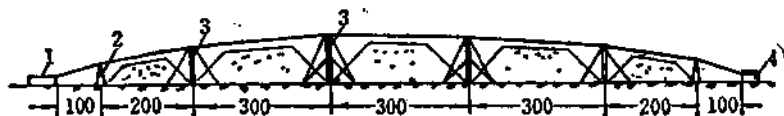


图 2-8-13 带低终端站的堆货索道

1—装载站; 2—普通支架; 3—桅塔式支架; 4—终端站

3) 三角形线路

从装载站起始承载索以一定角度张开架设, 形成较大的堆货面积。线路终端分别设置转角站使牵引索环接, 货车在转角站内通过迂回轮转角, 不脱离牵引索运行 (图2-8-14)。

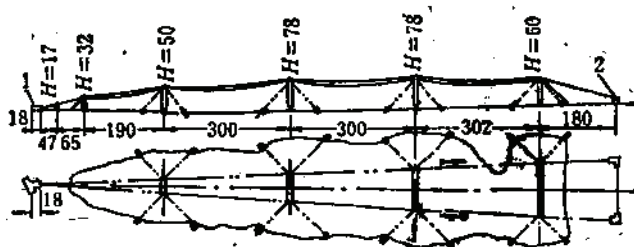


图 2-8-14 具有三角形线路的堆货索道

1—装载站; 2—转角站

支架高于40m的, 通常采用带有拉索的桅塔式结构, 其钢材用量一般力300~600kg/m。在顶端设站的支架高度120~150m, 钢材用量为600~1200kg/m。

8.2.2.2 卸载设计

1. 循环式堆货索道

循环式堆货索道线路设计遵循下部牵引双线索道的一般原则。但对卸载跨的设计还有特殊要求:

(1) 应将卸载跨的承载索直径加粗, 重锤加大, 安全系数取2.7~2.8。其目的是最大限度地增大卸载跨承载索拉力, 减小挠度增加堆容; 同时减缓货车行近高终端站的角度, 使货车进站平稳。

(2) 为了使货车在跨间卸载不引起承载索过剧烈振动, 应控制卸载荷重和跨内所有悬挂荷载的比值:

$$\frac{Q_0}{q_0 l + \sum Q_0} < \frac{1}{5} \sim \frac{1}{6.5} \quad (2-8-32)$$

式中 Q_0 ——货车卸出荷重 (即为有效载荷), N ;

q_0 ——承载索每米重力, N/m;

l ——跨距, m;

ΣQ_0 ——卸载跨中空货车的总重力, N;

运量为100~130t/h的索道取上限, 运量为130t/h以上的索道取下限。

增加卸载跨中的货车分布数量和加粗承载索, 对减振是有利的, 一般跨内应不少于3~4个货车。

(3) 为了使货车在卸载时不致脱离承载索, 牵引索拉力应和承载索拉力匹配, 承载索拉力在600~650kN时, 牵引索拉力应为60~70kN; 承载索拉力为400kN时, 牵引索拉力则应为50~55kN。

2. 往复式堆货索道

往复式跨卸索道只有一辆货车在跨内运行和卸载, 应采取缓慢卸载措施来减小振动。一般采用具有阻尼开启机构的底卸式货车。此外, 承载索采用双端锚固比重锤拉紧具有更好的抗振性能。

3. 卸载机构的选用

(1) 循环式跨卸索道借助空中卸载器实现跨中卸载(见图2-6-44)。

(2) 往复式跨卸索道借助不同的专用机构(其中包括返程开启机构等), 使货车卸载。

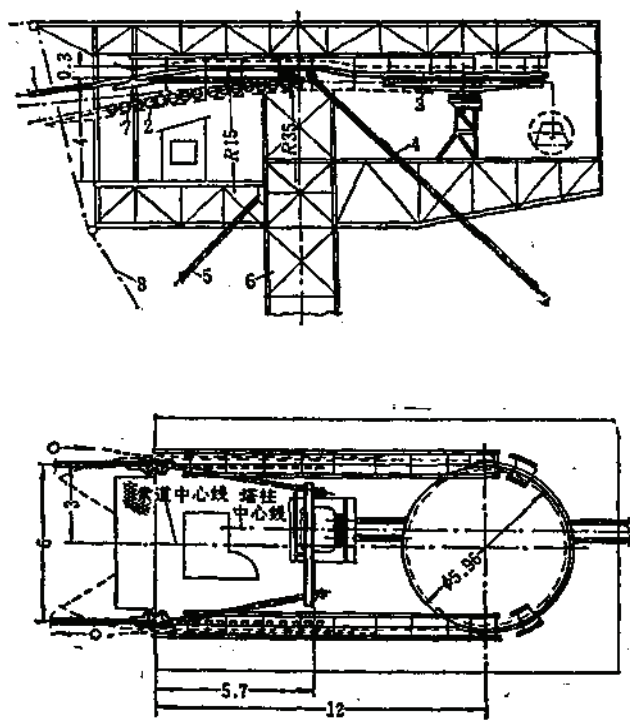


图 2-8-15 高架自动迂回站

1—承载索; 2—滚动组; 3—迂回轮; 4—后部平衡拉索; 5—防风拉索; 6—支架本体; 7—偏斜鞍座; 8—线路卸载器的移动牵引索

8.2.2.3 高架自动迂回站

安装于支架顶端的自动迂回站(图2-8-15)的设计应采取如下特殊措施实现安全运行。

(1) 滚轮组和迂回轮均采用高缘深槽结构,防止风大时牵引索脱槽。

(2) 在货车绕过迂回轮的 180° 范围及其附近,设内侧导向板,货车上的转角轮(按特殊要求选用带转角轮货车)可沿其滚动,提高迂回运行的平稳性($\Phi 6m$ 迂回轮允许货车速度 2 m/s)。

(3) 在货车沿扁轨行走的全部行程内,扁轨顶部均应安装护轨,防止行走小车脱轨。

第九章 双线客运索道

编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

编写人 王世华

9.1 双线往复式客运索道

9.1.1 特点和适用条件

双线往复式客运索道具有如下特点:

- (1) 爬坡能力大, 可达 45° 甚至更大些。
- (2) 跨越能力强, 一般跨距为1 km左右, 最大可达3 km。
- (3) 客车距地面高, 如果用专用辅助车辆救护, 距地面的高度实际上不受限制。
- (4) 客车数量少(1辆或2辆)、容量大(一般为30~50人, 最大可达140人或更大)。
- (5) 牵引索和客车采用固定联接, 站内无需挂结、脱开设备及其相应的监控装置, 站房简单。
- (6) 支架少(一般为0~3个), 线路检修维护量少。

在特殊的条件下如若乘索道登上海拔4000~5000 m高山, 在2~3 min内需要克服1000 m高差所造成的气压和气温急剧变化, 或者利用索道游览海底, 需要车厢密封、稳压和供氧等, 在客车数量少的情况下才容易实现。

这种索道的客车装备完善, 一般都配备专职乘务人员。

双线往复式客运索道与其它客运索道相比, 使用历史久、经验积累多, 监控和检修维护简单, 容易做到自动化和安全运营。其缺点是, 运输能力随运距增加而急剧降低。

双线往复式客运索道优先应用在, 用其它类型客运索道难于达到目的, 或者需大量投资建设公路的地方, 例如因地势陡峭, 需要以最短的距离克服很大高差, 或者高差虽小但需跨越深沟、宽谷、水域或其它障碍的地方。

9.1.2 主要类型

双线往复式客运索道以其牵引系统的不同可分为单牵引和双牵引两种类型, 此外又可分出一一种具有专用制动索的索道类型。

图2-9-1是双线往复式索道构成示意图, a为其概貌图。承载索2和牵引索3组成其钢绳系统。承载索的一端锚固, 另一端用重锤拉紧, 或者两端都锚固, 牵引索构成闭环, 用重锤6拉紧。驱动机和牵引索拉紧重锤可分别布置在不同站内, 也可布置在一个站

中(如图2-9-1, *f*)。两辆(双轨时)或一辆(单轨时)客车在两站间作往复运行。

9.1.2.1 单牵引双线往复式客运索道

图2-9-1, *b*所示为具有一根牵引索的索道。客车运行小车上装有制动器9。当牵引索断时它能自动(或手动)按允许的减速度制动在承载索上。必要时对复杂的线路还设无极的辅助索环10和专用的辅助驱动机11。索道正常工作时辅助索通过其重锤产生的足够拉力,使之处于承载索上方不动。发生断牵引索事故时,在客车制动器已经把客车停在线路中的情况下,将辅助索重锤减轻使其挠度降到承载索水平。挂上辅助客车(图中未示出)分批将乘客救护回站。最后将空客车拖回。

能实现将乘客从客车中下放到地面的救护时,也可不装设这种辅助索系统。条件是:客车距地面的最大高度限制在100m,且线路上不能有不可通行的险峻地段。

这种索道在国外,特别是欧美一些国家广为应用。它的优点是系统较简单,检修维护量小。缺点是客车制动器的设计复杂,制动性能要求高。特别是大容量、高速度客车用于坡度变化大的线路上,为了在重车或空车状态,在上坡或下坡、陡坡或缓坡区段制动,都能满足适当的减速度和制动距离的要求是不容易达到的。

9.1.2.2 双牵引双线往复式客运索道

这类索道有下列形式:

(1) 图2-9-1, *c* 为使用较多的双牵引客运索道。两根牵引索3用一台双槽驱动机传动。在两个驱动轮间装有使牵引索负载均衡的

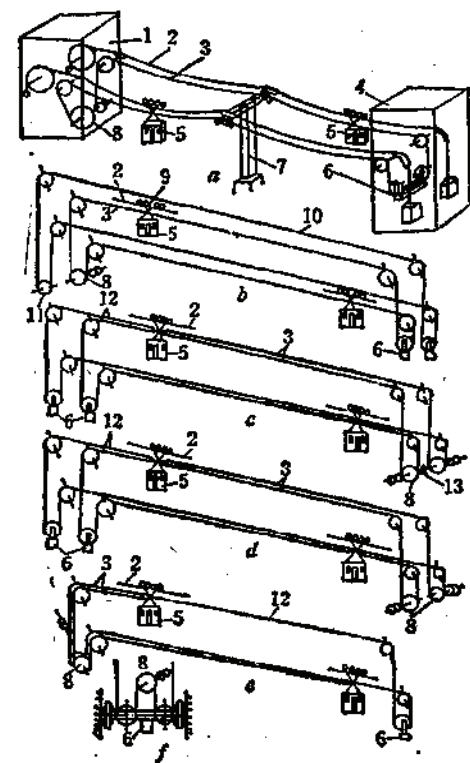


图 2-9-1 双线往复式索道系统图

a—单牵引索的; *b*—单牵引索的; *c*—双牵引索联合传动的; *d*—双牵引索分别传动的; *e*—双牵引索单尾索的; *f*—驱动机和拉紧装置设在一站的
1—站房; 2—承载索; 3—牵引索; 4—站房; 5—客车; 6—牵引索重锤; 7—支架; 8—驱动机; 9—客车制动器; 10—辅助索; 11—辅助索驱动机; 12—尾索

差动装置。在客车另一方的两根尾索12分别用重锤拉紧。客车不装设制动器,断一根牵引索时,另一根牵引索仍可将客车拖回站内。

这种索道形式在日本广为应用。因为强度足够的两根牵引索同时断的可能性很少,故可不装结构复杂的客车制动器。但相应却有驱动装置复杂、要保证两根牵引索等长及安装、检修麻烦等缺点。

(2) 与图2-9-1, *c* 相似的另一种双牵引客运索道。特点是:采用可在承载索上制动的客车制动器。牵引索和尾索是由整根钢丝绳组成的一对无极环,采用带差动装置的双槽驱动机驱动和两套独立的拉紧重锤拉紧。客车借助液压夹紧装置与牵引索联接。当其中一根牵引索断时,其相应的夹紧装置自动张开,客车与已断的那根牵引索分离(其重锤落地),另一根牵引索环和重锤自成系统,容许在拉力增加不大情况下将客车拖回站。

一些欧洲国家认为：只有在用一根牵引索直径太粗时，采用两根索牵引才是合理的，牵引索拉力来自重锤和钢绳的自重分力，而客车本身的重力分力在拉力中只占18%左右，在断一根牵引索时，抛弃断绳和重锤对减小另一根牵引索的负载起很大作用。这种索道形式就是建立在这种观点的基础上出现的。

这种索道的安全程度较高，但设备较复杂，同时采用了液压夹紧牵引索的装置、液压客车制动器和带差动装置的驱动机。

(3) 如图2-9-1, d所示，为另一种不采用客车制动器的双牵引形式，特点是：以两台独立的单槽驱动机代替一台具有差动装置的双槽驱动机。利用电气控制系统，使两台驱动机工作协调。

这种牵引形式避免了采用客车制动器和驱动机的差动装置。苏联已在克里穆建成两条这种索道，并列入该国系列产品。它规定尾索安全系数 ≥ 4.5 ；牵引索安全系数 ≥ 5.5 ；一根牵引索断，另一根牵引索的静载安全系数 ≥ 3 ，动载安全系数 ≥ 2 。

(4) 图2-9-1, e双牵引的特点是：驱动机没有差动装置，也不设客车制动器。绕过驱动机的四个牵引索端分别与两客车一侧联接；仅有一根的尾索绕过重锤滑轮，两个索端分别与两客车另一侧联接。

在苏联格鲁吉亚契阿杜尔市建成一条这种索道。尽管它的运行是成功的，但只适用于线路短、运行速度低的情况下（小于3~3.6m/s）。

9.1.2.3 具有专用制动索的双线往复式客运索道

有三种类型：

(1) 具有客车制动器和运动制动索的索道。制动索与牵引索同时运行。其系统为：绕过驱动轮的牵引索两端分别与两客车联接。制动索和尾索共用一根钢绳，在其绕过两个独立的重锤和驱动机的另一个轮槽后，两端分别与两客车另一侧联接。

(2) 采用静止制动索和客车制动器的索道。

(3) 不采用客车制动器但有制动索的索道。其牵引索和制动索都与客车联接起来同时运行，有各自的驱动机和拉紧重锤。索道正常运行时，一台驱动机传动，另一台被带动空转。如发生断牵引索事故，空转的制动索驱动机下闸达到制动客车的目的，再用制动索将客车拖回站。我国铁岭和兴隆两个微波站所建的索道就属这一种。

具有客车制动器和专用制动索的索道系统较复杂，且因制动索拉力较小，当客车制动器动作时，在惯性力作用下，客车还会和制动索一起运动，速度、加速度和制动行程都很大，对驱动机冲击也很大。在国外只采用过几条这种索道没有得到进一步推广。

9.1.3 承载索锚固和拉紧

9.1.3.1 承载索锚固

承载索的锚固和货运索道相似。

在线路短和运量小的索道上，不必定期串动承载索在鞍座上的位置时，一般采用终端套筒锚固。在长度大和具有中间支架的索道上，为消除定点折曲，需定期将位于支架上的承载索串到跨间以提高其寿命，则采用以下两种能够串绳的锚固方法。

1. 圆筒锚固

圆筒锚固如图2-9-2, a。它和货运索道的不同特点是：钢筋混凝土圆柱形锚筒悬挂

在机房侧壁上, 操作方便, 减少占用空间。其要求承载索不小于三圈的缠绕圈, 预留长度50m左右, 自由端用2~3个绳卡固定在支座上。其中1~2个绳卡起定位作用, 另一个绳卡起安全作用以预测和防止钢绳在锚固筒上的滑动。还要求在绳筒周围衬以木板或其它可塑材料。锚固筒直径: 不小于钢绳直径的65倍、外层钢丝直径的600倍。

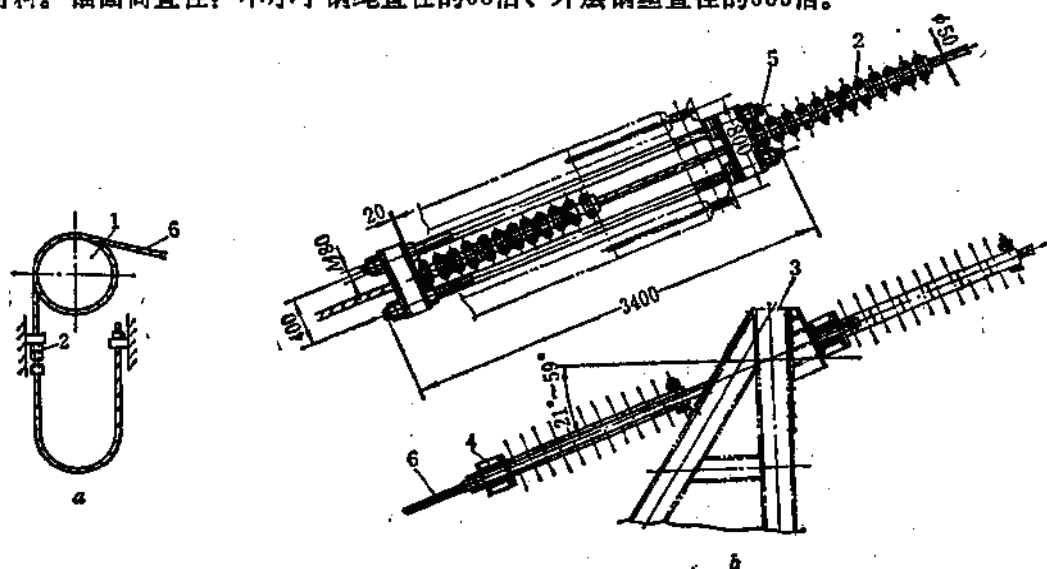


图 2-9-2 承载索锚固装置

a—锚固圆筒锚固; b—绳卡锚固

1—锚固筒; 2—绳卡; 3—支架; 4—支座; 5—螺杆; 6—承载索

2. 绳卡锚固

绳卡锚固如图2-9-2, b。绳卡数量按承载索6的拉力选取。为防止损伤钢绳, 在绳卡内衬以巴氏合金。为预测和防止钢绳滑动, 在锚固支架3另一侧钢绳上, 再夹以相同数量绳卡, 其边缘绳卡距支座4预留20mm间隙。当边缘绳卡因钢绳滑动向支座4靠拢时, 通过螺杆5将力传给支架3, 则全部绳卡投入工作。这种方法又叫双重锚固。

其优点: 机房宽度不受索距限制; 不用偏斜鞍座导偏承载索(锚固筒不具备这一优点)。

其缺点: 要拧近百个高强螺栓, 费力费工, 纵向占地尺寸大, 预留的可串钢绳尚须采取措施存放。

9.1.3.2 承载索拉紧

采用重锤拉紧时, 为了调节行程可选用以下三种支承或导绕装置:

1. 滚子链鞍座或导向轮

这是承载索可与重锤直接联接的导绕装置。

滚子链鞍座如图2-9-3, a所示。承载索座落在封闭环状滚子链2上, 绕过鞍座后用终端套筒3与重锤联接。滚子可在鞍座曲轨上随承载索滚动。

滚子链鞍座的曲率半径(或导向轮径)和承载索直径 d 、表层丝厚度 δ 的关系满足如下要求:

$$\text{滚子链鞍座曲率半径 } R \geq 90d \text{ 并 } R \geq 800\delta$$

导向轮直径 $D \geq 150d$ 并 $D \geq 1400$

承载索与重锤直接联接的支承和导绕装置, 具有环节少、安全的优点。滚子链鞍座又是其中使用最广者, 虽然其阻力较导向轮大, 但直接用导向轮导绕轮径太大, 笨重。故很少采用。

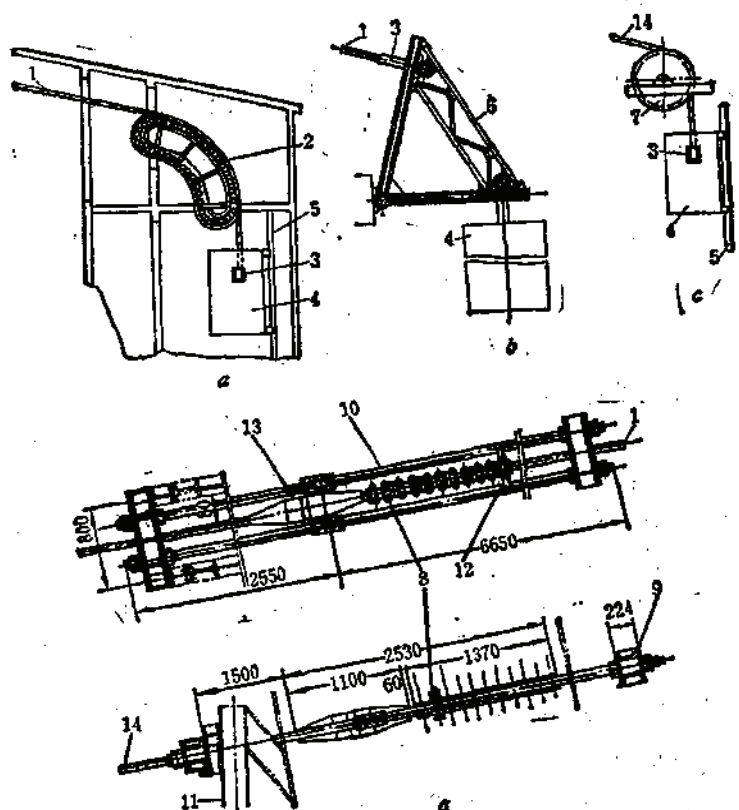


图 2-9-3 承载索拉紧装置

a—滚子链鞍座; b—摆动架; c—拉紧索导向轮; d—双重联接装置
1—承载索; 2—滚子链; 3—终端套筒; 4—重锤; 5—导向装置; 6—三角架; 7—导向轮; 8—绳卡; 9—支座; 10—螺杆; 11—支架; 12—导向绳卡; 13—过渡套筒; 14—拉紧索

2. 摆动式活动支承机构

摆动式活动支承机构如图2-9-3, b。可摆动的三角架6把承载索1和重锤4联接起来。三角架的一下角支承在钢筋混凝土基础上, 第二个下角悬挂重锤, 而上角固定承载索。

三个角的支座都装在钢壳体内而且具有球面滚柱轴承。承载索通过终端套筒支撑在横臂上。横臂装有可使钢绳转动的导架并防止套筒和横臂边缘相碰。重锤通过轴承悬于横梁上可保持其垂直状态。

这种结构使用效果好, 重锤行程不大于1.5~2.0m, 适用于长度短的索道。

3. 拉紧索导向轮

通过拉紧索绕导的导向轮装置如图2-9-3, c。它和双线循环式货运索道的拉紧系统

相似, 柔性较大的拉紧索14绕过导向轮7, 借助终端套筒3把重锤4联接起来。

导向轮直径 D 与拉紧索直径 d 或表层钢丝直径 δ 的比值, 应满足:

$$\frac{D}{d} \geq 50$$

$$\frac{D}{\delta} \geq 750$$

导向轮用皮革、木材或其它塑性材料作轮衬。

这种形式的运行阻力小, 导绕方式灵活, 在地形受限制时, 可消除重锤井。但由于重锤反复升降, 使绕过导向轮那一短段拉紧索反复弯曲而损坏快。此外在承载索和拉紧索间增加了过渡套筒环节。为了提高安全程度, 有的在过渡套筒处还增设了如图2-9-3, d 所示的双重联接装置。该装置的长度应与重锤的最大行程相适应, 一旦在终端套筒、拉紧索和过渡套筒三个环节中有一个出现拉断或脱节情况, 绳卡8即被带动靠向支座9, 双螺杆10将承载索拉力和冲击力传到支架11上。这些绳卡(包括导向绳卡12)与承载索之间的摩擦力, 必须大于这些力之和。该装置在纵向占有较长的空间是其缺点。

9.1.3.3 承载索两端锚固

承载索拉紧装置都比较笨重复杂, 设备费昂贵; 拉紧索或滚子链磨损较快, 更换较困难; 重锤间占地大且需相当深的重锤井, 有时还需排水设施, 使建筑工程量和造价增大。因此近年来在需要很深重锤井的大跨距索道中, 趋于不采用重锤拉紧承载索, 而代之以两端锚固措施, 尽管此时承载索直径要加大。

如果承载索两端采用锚固措施, 为了在安装和工作中调节钢绳长度, 需用螺杆、蜗杆或液压装置拉紧。

9.1.4 支架鞍座、托索轮和导向轮

9.1.4.1 支架鞍座

在支架上用鞍座支承载索。按客车通过鞍座的安全条件, 鞍座半径 R 与钢绳直径 d 、客车过支架速度 v 以及钢绳拉力 T 之间应满足:

$$(1) \quad \frac{R}{d} \geq 300$$

$$(2) \quad \frac{v^2}{R} < 2 \text{ m/s}^2$$

$$(3) \quad P = \frac{T}{Rd}$$

为了减小钢绳磨损, 鞍座槽应衬以青铜、塑料或其它耐磨材料的衬垫。

采用青铜衬垫时, 平均压力取 $P < 1 \text{ MPa}$ 。

支架鞍座一般是固定式的, 用铸钢(图2-9-4, a)制成。在折角大时, 可分成几部组装。

当客车摆动或客车制动器动作时, 客车仍能自由通过鞍座。鞍座的两端应能使空、重载的客车都可平稳进入。

客车不带制动器时, 鞍座的结构也不同。

图2-9-4, *b* 为型钢制成的鞍座横截面, 部分采用焊接, 靠近支架中线部分采用螺栓联接。

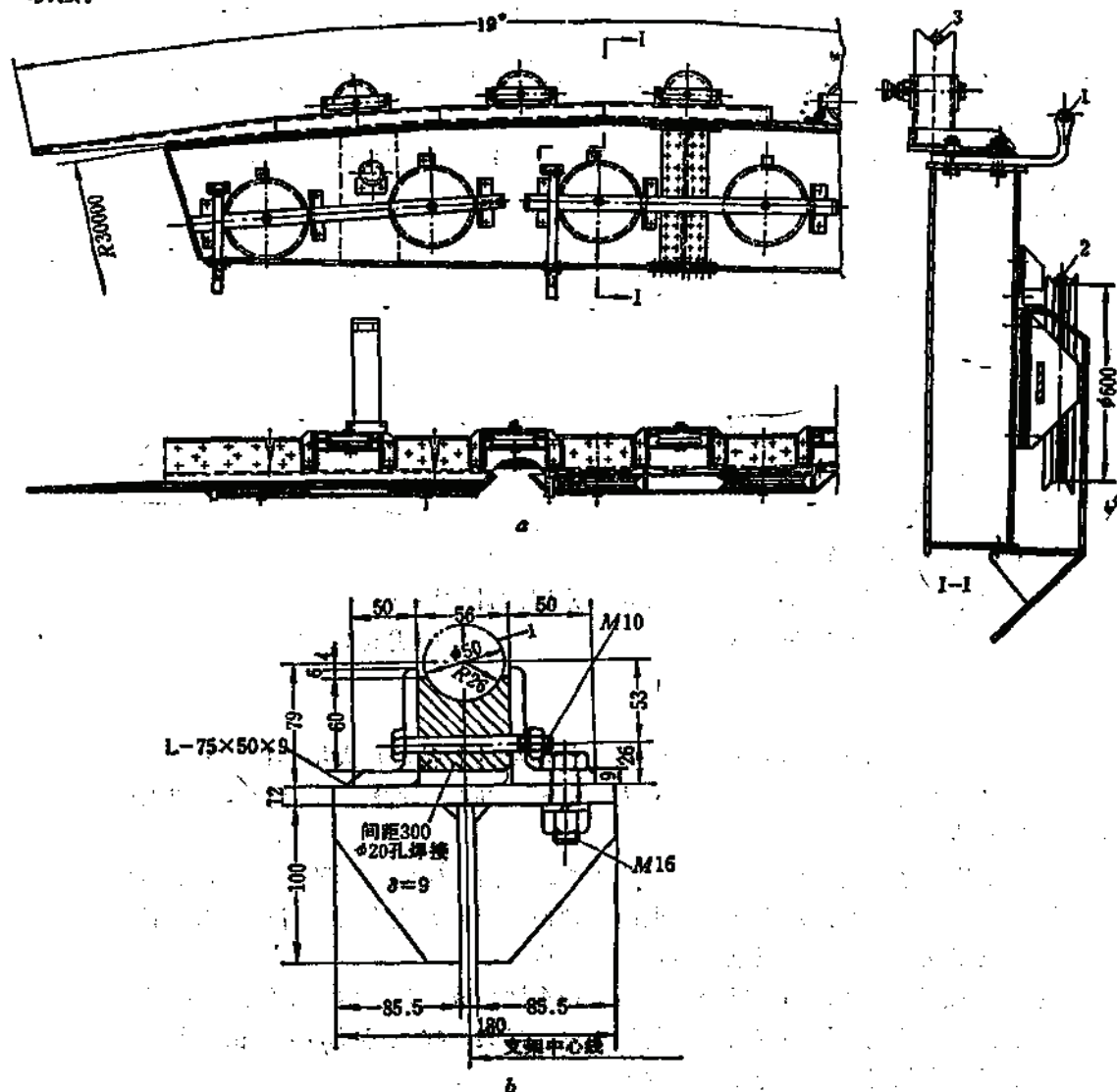


图 2-9-4 支架鞍座

a—铸造鞍座, *b*—型钢组合鞍座

1—承载索, 2—牵引索, 3—辅助索

9.1.4.2 托索轮和导向轮

在支架上用直径500~600mm的托索轮支承牵引索。当折角大时, 用托索轮组支承, 将其布置在支架头部并与鞍座配合安装, 轮缘应衬以橡胶或塑料。

牵引索 *d*、托索轮直径 *D*、轮数 *n* 和牵引索作用在支架上的压力 *V* 相互间应满足以下要求:

$$(1) \quad \frac{D}{d} \geq 12;$$

(2) 牵引索在每个轮上的折角 $\leq 4^\circ 30'$;

(3) $P = \frac{V}{Dnd} < 0.4 \sim 0.5 \text{ MPa}$ (采用橡胶轮缘时)。

牵引索导向轮和牵引索重锤导向轮是由铸钢或型钢焊接而成。为了消除噪音和提高牵引索寿命, 轮缘应衬以橡胶或塑料。

导向轮直径 D 和牵引索直径 d 之比和包角 α_0 有关, 应满足如下要求,

$$\text{当: } \alpha_0 > 20^\circ \quad \frac{D}{d} \geq 80$$

$$10^\circ < \alpha_0 \leq 20^\circ \quad \frac{D}{d} \geq 50$$

$$5^\circ < \alpha_0 \leq 10^\circ \quad \frac{D}{d} \geq 40$$

采用橡胶衬垫时平均比压 $P < 3.15 \text{ MPa}$

9.1.5 客 车

9.1.5.1 一般规定

(1) 在设计客车各部件时, 平均每个乘客的计算质量为:

客车容量(人)	平均质量(kg)
< 15	70
> 15	65

如为登山或滑雪运动用的索道考虑运动员需要的装备, 每人增加 10 kg 。

(2) 客车地板的有效面积, 按每人 $0.16 \sim 0.20 \text{ m}^2$ 计算。小容量客车取大值, 大容量客车取小值。

(3) 客车承载构件的安全系数不小于 5。吊架销轴安全系数, 为一般轴的 1.5 倍。

(4) 在承载索倾角最大和客车纵向摆动使吊架偏离垂直线 35° 时, 以车厢不致碰到承载索、支架鞍座和托索轮原则来设计吊架长度。

客车(图 2-9-5)是由运行小车、吊架和车厢构成。通过四个销轴把车厢固定在吊架上, 通常在联接处还装以弹簧或橡胶缓冲装置。吊架悬挂在运行小车的销轴上, 使客车在线路上或通过支架时, 经常处于垂直状态。

单跨索道客车可以采用封闭型对称的吊架, 而需通过支架的客车必须采用单侧吊架。

9.1.5.2 车厢

车厢通常做成封闭的, 有壁板和顶盖。为了减少受风面积通常将车厢底板面积做得比车厢中部小些, 做成流线型。由于行程短, 乘客在车厢内以站立为主, 有时设几个折叠式或固定式椅子。

车厢净高为 $2 \sim 2.2 \text{ m}$, 为了开阔视野和增加乘客的安全感, 车厢四周从高出地板 1.1 m 处装玻璃窗, 有的周围布满玻璃窗。窗户做成侧向拉开或上下升降的。地板或顶盖留有不小于 $400 \times 500 \text{ mm}$ 的人孔。上部人孔供乘务员出入顶盖或兼作通风口用。下部人孔供下放乘客到地面救护之用。车厢外两侧装有导向装置, 其位置与支架或站台上的导向板相适应。车门一般做成沿纵向滑动的, 并从车外面将门闭锁, 根据客车容量不同, 门宽为

1.0~1.6m不等。采用辅助客车救护时,客车端部留门或借端窗作为通向辅助客车的出口。

索道在夜间行驶时,车厢用蓄电池供电照明,两端外侧设头尾灯,左右侧设标识灯。

由框架承受地板负荷,框架由立柱和横梁组成。四根主立柱一般设在门两侧,有时布置在车厢内部。后者可减小梁的跨度,但乘客进出车厢不方便。框架用单层或双层壁板封闭。

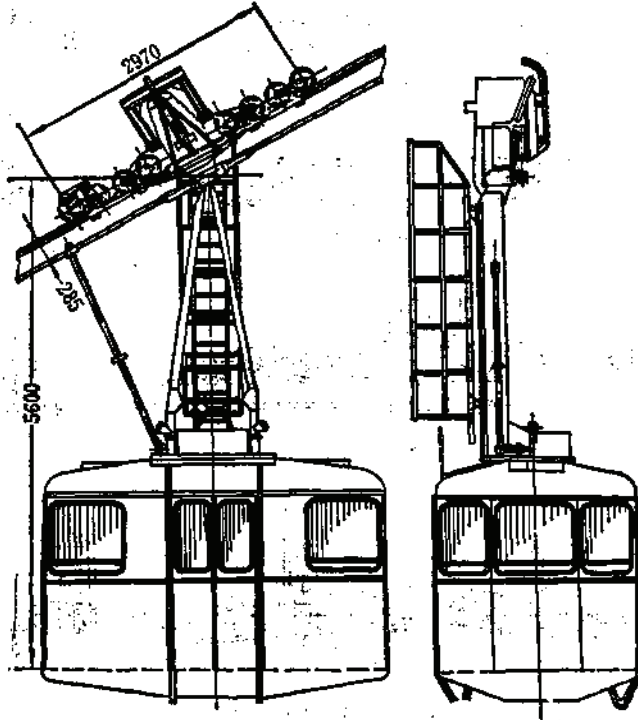


图 2-9-5 客车

车厢质量分配如下:

框架 35~40%

壁板 15~20%

地板 ~10%

辅助设备或涂料 30~35%

应注意减轻客车质量,以使承载索、站房以及支架等承载构件的截面和尺寸减小。

采用轻金属和塑料做车厢并用有机玻璃窗时,车厢按容量分摊的质量指标可减小到每人10~15kg,而整个客车可到每人30~40kg。

国内现有几条双线往复式索道客车的质量见表2-9-1。

国内双线往复式客运索道客车技术数据

表 2-9-1

索 道 名 称	客 车 容 量 (人)	客 车 质 量 (kg)	每 人 均 摊 质 量 (kg)
铁岭, 兴隆	4	700	175
重庆嘉陵江	45+1	2700	58.7
泰山	30+1	1850	59.7
西樵山	15+1	1700	106.3

9.1.5.3 运行小车

在单索承载时,采用4、8或12单列车轮的运行小车,双索承载时,采用8、16或24双列车轮运行小车(图2-9-6)。

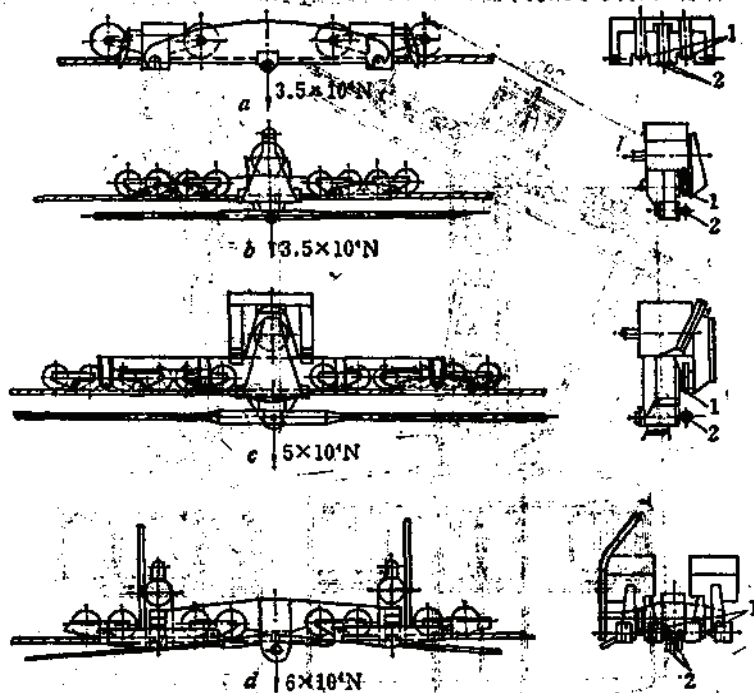


图 2-9-6 运行小车系列

a—双列8轮小车; b—单列8轮小车; c—单列12轮小车; d—双列16轮小车
1—承载索; 2—牵引索

车轮直径250mm, 轮缘衬以弹性垫, 以提高承载索寿命和达到消音运行。必要时, 为保证客车与站房通讯所需的电气接触, 将一个或两个边轮做成全金属的(封青铜)。橡胶轮衬的允许压力不应大于0.5MPa。

为保证负荷均匀分配, 安装车轮的横梁组成平衡杆系统。横梁由卷边钢板制成。对于有制动器客车, 为防止浅槽车轮脱离承载索, 在小车的最边缘横梁上, 装设全金属(青铜)制成的可更换安全导板。从侧绳上缘到导板下端尺寸不应小于两倍的承载索直径。不设制动器的客车可采用深槽车轮, 也不设导板。

一般将主梁做成箱形断面布置在运行小车一侧, 吊架和主梁用销轴联接。为消除牵引索压力引起的车轮负荷不均, 应将牵引索固定在吊架销轴同一个水平上, 而销轴应尽可能配置得与承载索接近。

9.1.5.4 牵引索与客车联接

有以下联接方法:

(1) 将牵引索末端用巴氏合金、锌合金或锌浇注在套筒里然后和运行小车固接(图2-9-7, a)。

试验表明, 当浇注温度大于300°C时对钢绳有副作用, 超过500°C时钢绳强度明显降

低。生产实践证明,钢绳在套筒出口处产生的反复弯折会使钢丝疲劳,易在此发生断丝或断绳,有的套筒检查断丝困难,这就留下隐患点。

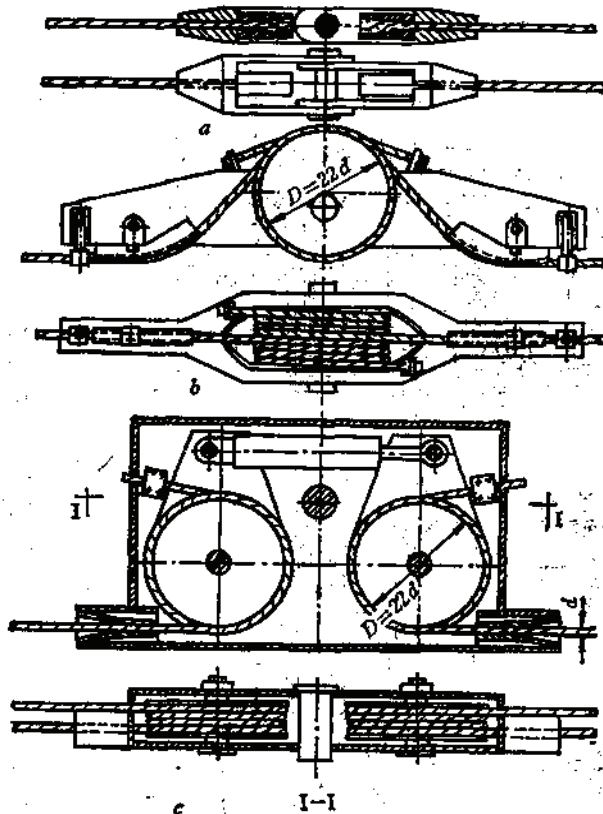


图 2-9-7 牵引索在客车上的固接方法

a—合金浇注法; b、c—摩擦套筒法

牵引索在客车上固接的可靠程度,对客运索道的安全性有重要影响。随着客车运行速度、速度的提高和容量的增大,作用在牵引索上的动负荷增加,这种传统的牵引索固接方法,在国外的一些索道公司已开始放弃。

(2) 意大利“诺沃-阿古蒂奥”公司的固接方法(图2-9-7, b)。绳端1从带喇叭口的圆筒2和半径为钢绳直径80倍的导向板穿过,缠绕在为钢绳直径22倍的小卷筒上。

(3) 瑞士“哈别格尔”公司的方法。与(2)类似,但结构略有不同。

9.1.5.5 客车制动器

客车制动器设在运行小车主梁的中部,如果有两个制动器则一般配置在主梁两端。

图2-9-8所示的为弹簧杠杆式制动器,由不动钳口板12和可动钳口板13组成。通过组合弹簧14的作用使钳口板夹紧承载索。

锁卡15使弹簧处于压缩状态,此时制动钳是松开的。当断牵引索时,或者由车厢中乘务员使制动器动作,或者自动动作。自动动作过程如下:索断后拉力减弱,套管7中的弹簧9压迫终端套筒8;推动推爪10使销卡11转动,通过杠杆系统使锁卡15释放动钳口板13,实现制动。缓冲油缸16可减少钳口板对钢绳的冲击,钳口板上装有青铜衬垫,磨损后可以更换。

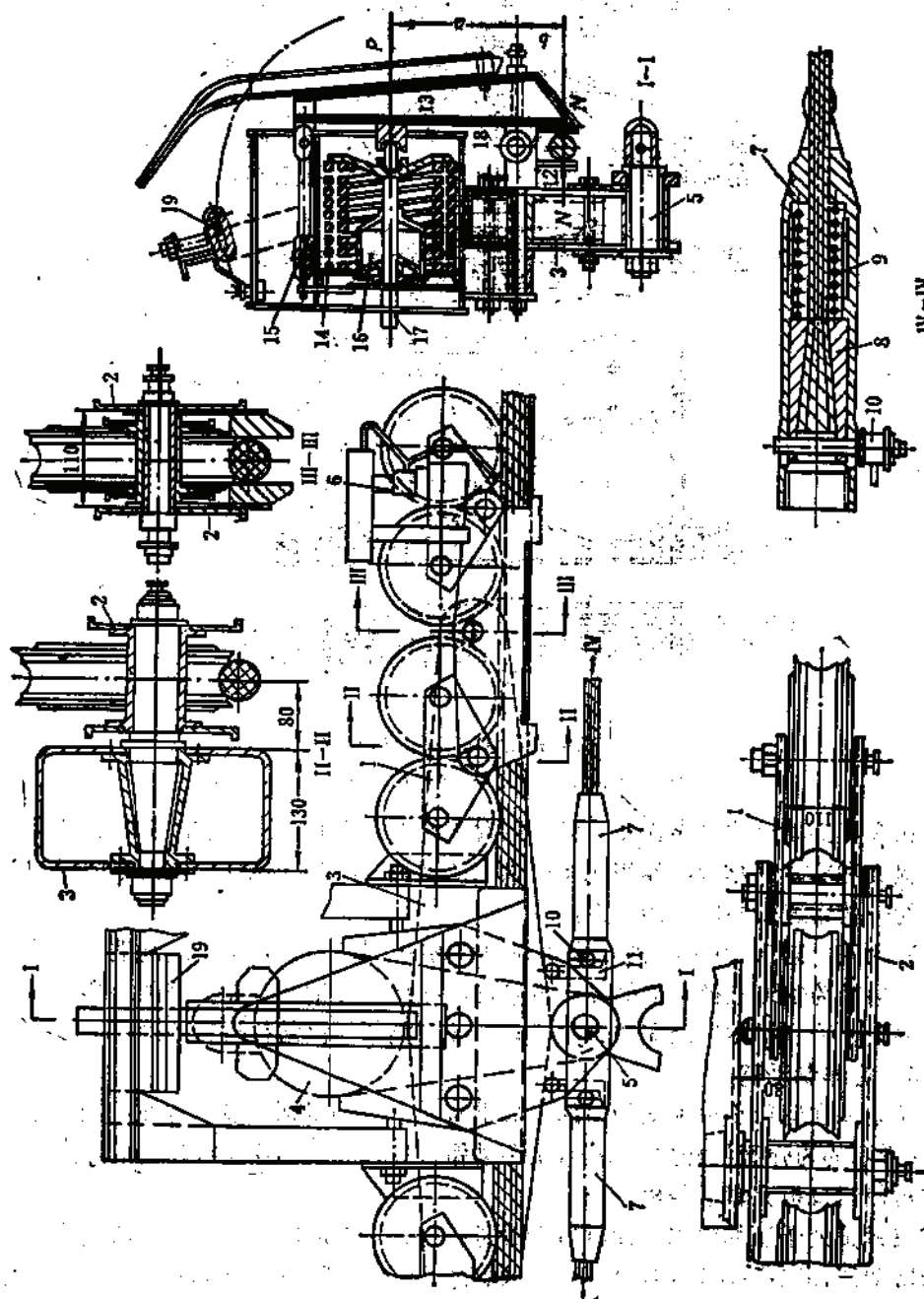


图 2-9-8 带安全卡的运行小车

1—小轮, 2—大轮, 3—运行小车主架, 4—制动器, 5—车厢吊架, 6—润滑油自动注油器, 7—固定牵引索轮的定滑轮, 8—牵引索轮的定滑轮, 9—弹簧, 10—钩爪, 11—钢卡, 12—不动滑轮, 13—可动滑轮, 14—组合弹簧, 15—钢卡, 16—油泵, 17—油泵, 18—回滑轮, 19—辅助索夹绳器

利用搬手旋转螺母逐渐使弹簧压缩,恢复销卡15的闭锁状态来解除制动。然后退出螺母,使其直至活塞杆的螺纹端部,为下一动作作准备。支架鞍座的槽宽小于承载索直径,鞍座槽以下宽度更小,使客车在通过支架时制动器也能工作。

这种制动器的缺点是:空行程增大和钳口衬垫的磨损会使制动力下降,其次,制动后需人工复位。

图2-9-9为液压凸轮式制动器。当油缸中充满液压油时凸轮4上移并压紧弹簧3,使两钳口板张开而松开制动器。当断牵引索或尾索时触动放油阀放油,在弹簧压力作用下凸轮下移,钳口板夹紧。凸轮形状的设计需使其具有补偿因弹簧伸长推力变小的功能。

随着客车容量和运行速度的增大,需要有能适应各种不同条件而自动调节制动力的制动器。联邦德国“格科里”公司一条容量45人,运行速度10m/s、线路坡度14~106%的“艾布泽-储格斯泽”双承载索双牵引索的索道,设置了能自动抛弃断索及其重锤的液压弹簧夹束器,采用四个电液控制的能自动调节制动力的制动器;意大利“诺沃-阿古蒂奥”公司为另一条客车容量132人、运行速度12m/s的库尔麦勒市索道采用了13种自动控制程序的电液控制的制动器。

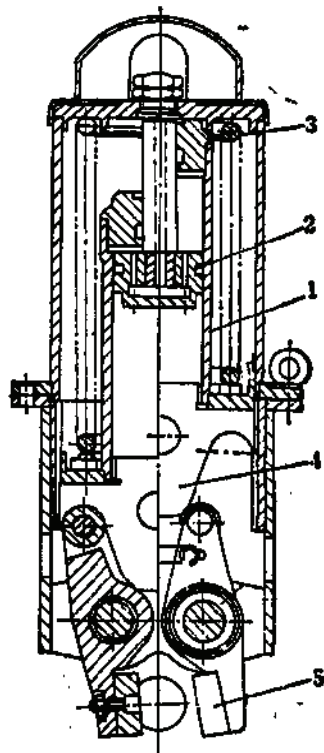


图 2-9-9 液压凸轮式客车制动器

1—可动油缸, 2—固定的活塞;
3—制动弹簧, 4—凸轮, 5—钳口板

9.1.6 驱动装置

9.1.6.1 驱动机类型

1. 单牵引驱动机

图2-9-10所示驱动机,用于线路侧型简单、客车距地面高度不大,在事故情况下容许把乘客从客车中下放到地面的索道;或者用于由自行式辅助客车救护乘客的索道;或者用于由单独绞车牵引辅助客车进行救护的单跨索道。

主驱动系统工作时将备用驱动切除,所设闭锁装置可消除两者同时启动的可能性。

2. 单牵引兼辅助牵引驱动机

如图2-9-11所示的驱动机,在事故状态下可利用辅助索系统和辅助客车进行救护工作。

主传动和辅助传动互为备用。通过离合器6和8的转换,辅助电机可带动驱动轮以1.5m/s左右的速度进行救护工作,又可作备用传动使主驱动轮以0.6m/s左右的速度运转。在辅助传动发生故障时,还可以用主传动电机带动辅助驱动轮工作。也可将主驱动机和辅助驱动机分开配置,其配置方式可参考图2-9-13,所不同的是二者轮径和传动功率大小不同。

3. 双牵引带差动装置的驱动机

如图2-9-12所示,主传动和备用传动利用齿轮离合器互换,在两个单槽驱动轮中间用差动装置联接。当断一根牵引索时,驱动轮上的安全闸制动,再由备用电动机经另一根牵引索将客车拖回站。主传动上有两套工作制动器,在动力制工作时其中一套工作;在发

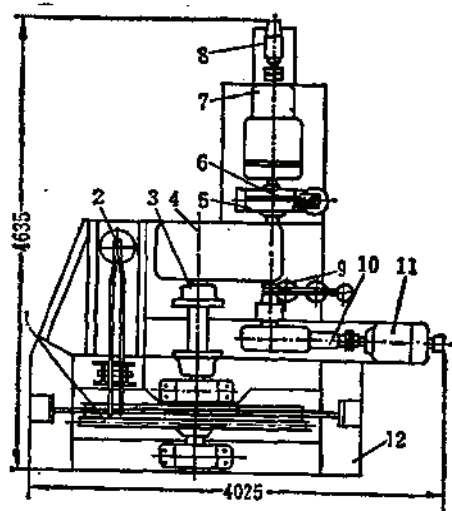
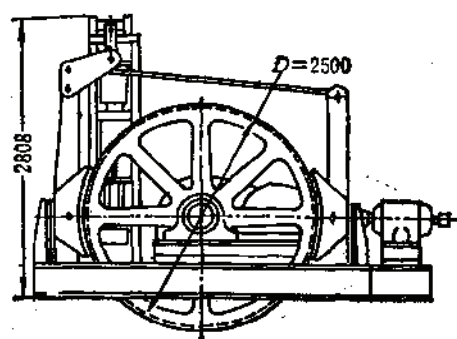


图 2-9-10 单牵引驱动机

1—单槽驱动轮, 2—安全制动器, 3—齿轮联轴器, 4—主驱动减速器, 5—弹性联轴器, 6—工作制动器, 7—主驱动电动机, 8—测速发电机, 9—离合器, 10—备用驱动减速器, 11—备用驱动电动机, 12—机架

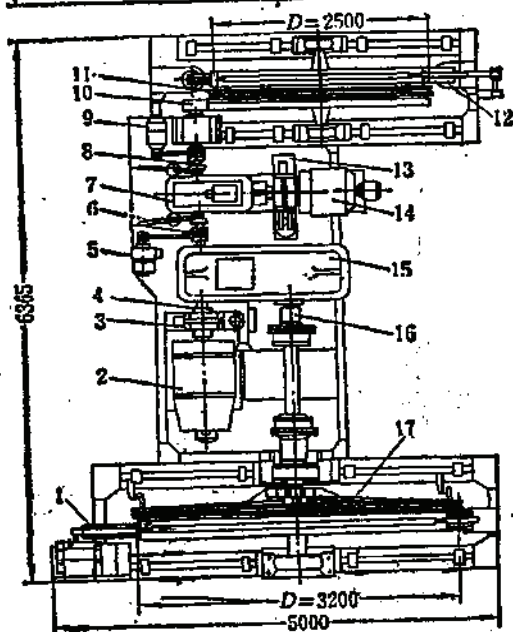
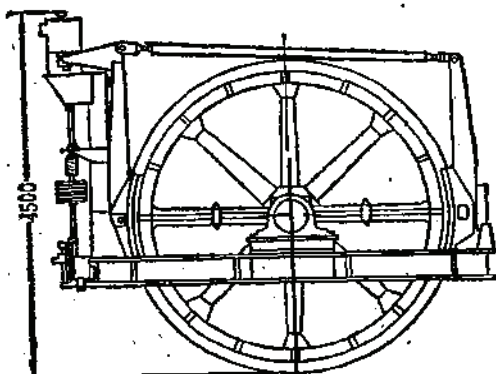


图 2-9-11 单牵引兼辅助牵引驱动机

1—安全制动器, 2—主电动机, 3—工作制动器, 4—带制动轮的弹性联轴器, 5—测速发电机, 6—离合器, 7—辅助传动减速器, 8—离合器, 9—测速发电机, 10—开式齿轮对, 11—辅助驱动轮, 12—辅助驱动机的安全制动器, 13—辅助驱动机的工作制动器, 14—辅助电动机, 15—主减速器, 16—齿轮联轴器, 17—主驱动轮

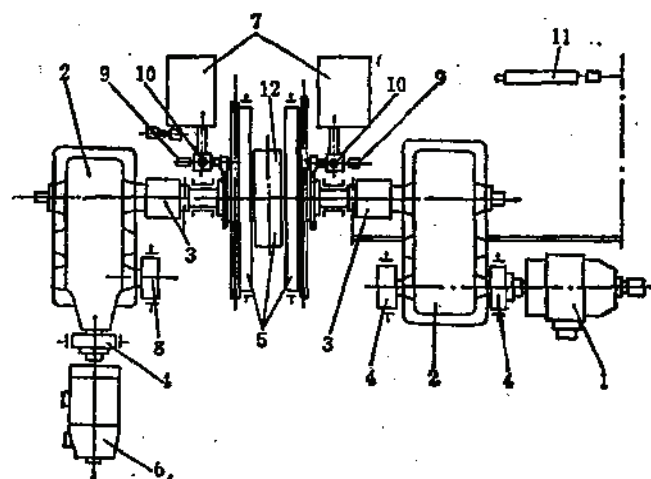


图 2-9-12 双牵引带差动装置的驱动机

1—主传动电动机, 2—减速器, 3—可脱开的齿轮联轴器, 4—工作制动器, 5—双牵引驱动轮, 6—备用传动电动机, 7—程序控制模拟器, 8—手动制动器, 9—测速发电机, 10—离心开关, 11—客车位置指示器

12—差动装置

电工作制时两套共同工作。备用传动也有两套工作制动器，一套自动控制，另一套手动控制。不允许工作制动器和安全制动器同时工作。

4. 单独传动的双牵引驱动机

如图2-9-13所示，这种驱动机不带差动装置，由两个相同的独立驱动机组成。它的特点是，两个独立的驱动机共同配合工作，用电气控制保证两根牵引索具有相同的运行速度。在一套主传动直流电动机出故障时，可用另一套主传动电动机半速运行；在两套主电动机发生故障时，还可用两套备用电动机低速工作。在断一根牵引索时，也可以将客车拖回站。

对于采用单牵引或单牵引兼辅助牵引的驱动机的索道，客车上必须装设制动器；而对于双牵引驱动机，客车上可带也可不带制动器。

9.1.6.2 驱动机的设计要求

双线往复式客运索道的驱动机，应满足如下要求：

(1) 驱动轮直径 D 与牵引索直径 d 、表层钢丝直径 δ 的关系，应满足：

$$\frac{D}{d} \geq 80; \quad \frac{D}{\delta} \geq 800.$$

(2) 在驱动轮入边钢绳拉力为 t 时，驱动轮衬块的允许压力为： $P = \frac{3tr}{Dd} < 3.7 \text{ MPa}$ 。

(3) 计及启动加速度和制动减速度时的惯性力，驱动轮防滑安全系数不小于1.25。

(4) 必须有备用传动装置，当主传动装置发生故障时，它确保索道降速运行。

(5) 必须具有0.3~0.5m/s的检查钢绳速度。

(6) 必须同时具有工作制动器和安全制动器，在索道最不利负载时，每套制动器的平均制动减速度不得小于0.6m/s²。

对工作制动器的要求是：

装在减速器的高速轴上。在下列之一情况下能自动合闸：

电动机电源被切除；断电；客车制动器投入工作；牵引索或承载索重锤超越工作行程；各种闭锁开关动作。其最大制动减速度应为1.5m/s²。

应能从以下各处人工操纵制动：

控制台；站台；机械间；客车；其它需要的地方。

安全制动器要直接装在驱动轮处。在下述情况之一应能自动合闸：超出额定速度15%；客车到站超越停车位置。其最大制动减速度可达3m/s²。

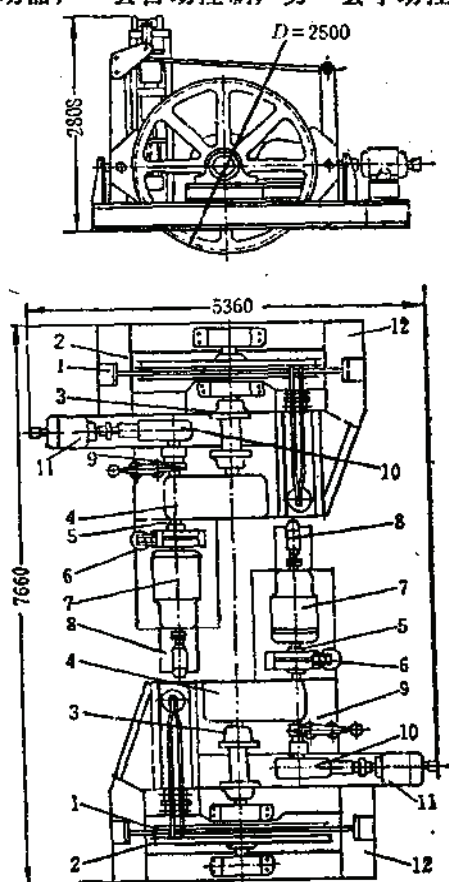


图 2-9-13 单独驱动的双牵引驱动机

1—安全制动器；2—驱动轮；3—齿轮联轴器；4—主减速器；5—带制动轮的弹性联轴器；6—工作制动器；7—主电动机；8—测速发电机；9—离合器；10—备用传动减速器；11—备用传动电动机；12—机架

工作制动器和安全制动器一般不得同时合闸；当出现断电事故时，工作制动器应立即投入工作，同时为了让客车平稳停车，安全制动器应延时 $3 \sim 4 \text{ s}$ 后动作。

9.1.6.3 驱动电机形式的选择和传动要求

1. 电机形式的选择

(1) 需要自动控制和无极调速时，一般采用直流电动机。

直流电动机能按既定程序自动控制，保证客车在启、制动及过支架时大范围地调整运行速度，在由动力运行制转变到发电运行制或者相反时索道均能平稳工作，并使主驱动装置能以 $0.3 \sim 0.5 \text{ m/s}$ 的运行速度供检查钢绳时采用。

(2) 不要求自动控制和无极调速的索道，可采用三相交流绕线式异步电动机。

这种传动系统简单且价廉。

(3) 用于备用传动、辅助传动和运输能力小的索道，一般采用三相交流绕线式异步电动机或鼠笼式电动机。

2. 对电力传动的要求

(1) 为保证安全，驱动机应具有两个独立电源供电；或者一个独立电源，另备一台发电机或内燃机直接传动。

(2) 电力传动应保证恒定的运行速度和平稳的加减速速度。在动力和发电两种运行制的情况下，速度偏差应在 $\pm 5\%$ 范围内；加减速速度应在 $0.3 \sim 1.0 \text{ m/s}^2$ 范围内。

9.1.7 站 房

在双线往复式客运索道中，站房投资占很大部分，特别是在难于通行的高山地区，其投资更高。因此不管从安全出发，还是从经济和生产方便出发，站房位置选择和配置都是很重要的。

9.1.7.1 站房功能位置的选择

(1) 将承载索锚固装置设在上站（高端站），拉紧装置设在下站（低端站）。

(2) 将驱动机配置在上站，牵引索的拉紧装置设在下站。特殊情况下也可按以下二点办法处理。

(3) 对于建在难于通行的山地索道，在只有其本身是通到上站的唯一方便方法时，为方便施工和生产管理起见，可将下站做为传动站，而上站做为牵引索拉紧站。

(4) 将驱动机和拉紧设备一同配置在一个站内（如图2-9-1, f），但只有在将拉紧装置配置在另一站内会引起建筑工程量加大很多的情况下才是合理的。

在(2)(3)两种驱动机的配置中，拉紧装置能保证牵引索具有恒定的初拉力。而最后一种配置由于驱动轮入边和出边牵引索拉力，不仅随客车在线路上的位置而变化，而且随客车载重量而变化，导致设计计算复杂化。

9.1.7.2 站房组成及配置

根据索道的特性和用途不同，站房使用单元的组成和配置方式各不相同。

1. 站房组成

站房必须具备站台、机房和候车室。必要时设售票室、值班室和办公室。在特殊情况下，还设餐厅、小卖店、宿舍和全景看台等。

2. 站台

1) 单轨索道

一般上下车共用一个站台，站台设在客车的一侧。必要时上车站台和下车站台均设，分居客车两侧。

2) 双轨索道

(1) 客流量不大时，上下车站台共用；索距宽度足够时，共用站台设在两承载索的内侧；否则，每一轨路都单独设一布置在承载索外侧的站台。

(2) 客流量大时，一般将内侧站台作为两轨路共用的上车站台，而在每一轨路外侧分别设下车站台。这样便于上下车旅客分流，缩短停歇时间。

当承载索进站坡度小时，将站台做成平的或缓倾斜的；当进站角大时，应创造条件将站台做成平的或缓倾斜的。站台坡度大于10%时应做成有阶梯的。

为客车进站而设的站台槽口，除考虑客车长度外，在客车前端到槽口末端，尚须留1.5~2.0m的余地。为防止客车冲击，在站口前设有喇叭形或楔形导向板。导向板外口宽度和高度应与客车在最大风压作用下的横向摆动相适应。导向板延伸到站台槽口全长上。后部停车位置处的导向板与车厢两侧应各留不大于50mm的间隙。导向板上缘高度应保证与空客车相适应。为了躲避风雨，将山区站台做成有边墙的，在气候条件好的地方，只有遮阳顶盖也是可以的。

承载索在站房内的支承点，应尽可能地与客车的停车位置靠近，以减少因空重车的重力差产生客车上下浮动。为避免浮动，在特殊情况下，即当大跨距与站房毗邻或客车容量太大时要求在站台全长上安装较长的鞍座，或者在下站装设移动式鞍座或滚子链鞍座。

为停车准确，一般要在承载索上安装弹簧缓冲装置。在驱动站的缓冲器上通常还装设过卷开关。在牵引索拉紧站，客车的有载和无载引起牵引索拉力变化，使客车产生沿着承载索的纵向位移。其位移量和位移方向由下式决定：

$$\Delta S = \frac{q_0}{24} \sum \left[\left(\frac{1}{t_1^2} - \frac{1}{t_2^2} \right) \frac{l^3}{\cos \alpha} \right] \quad (2-9-1)$$

式中 q_0 ——牵引索每米重力，N/m；

l ——跨距，m；

α ——弦倾角，(°)；

t_1 ——客车满载时跨间牵引索的拉力，N；

t_2 ——客车空载时跨间牵引索的拉力，N。

为了消除位移，可借助客车和缓冲器间的接触压力调节。即：当 $t_1 < t_2$ 时 (ΔS 为正值)，在乘客上车前就让空车压在缓冲器上的压力为 $t_2 - t_1$ ；当 $t_1 > t_2$ 时 (ΔS 为负值)，在乘客下之前，让满载客车压在缓冲器上的压力为 $t_1 - t_2$ 。

3. 机房

安装驱动机和拉紧重锤的机房，应做成封闭的。在小型索道中将驱动机及其控制电器布置在共用的机房内；在大型索道中，为了便于维护和管理，将电控设备间与机房分开。

控制台的配置应保证司机能通视站台和线路。

9.1.7.3 站房实例

(1) 图2-9-14为单轨索道站房，适用于较短的单跨索道。承载索在上站用终端套筒和楔块锚固在

横梁上,在下站通过滚子链鞍座导绕后至重锤拉紧。牵引索只在立面上导绕,用小绞车带动辅助客车救护(图中未示)。

(2) 图2-9-15为轻型双轨索道的站房,适用于短索道。将承载索拉紧装置做成摆动的三角架,重

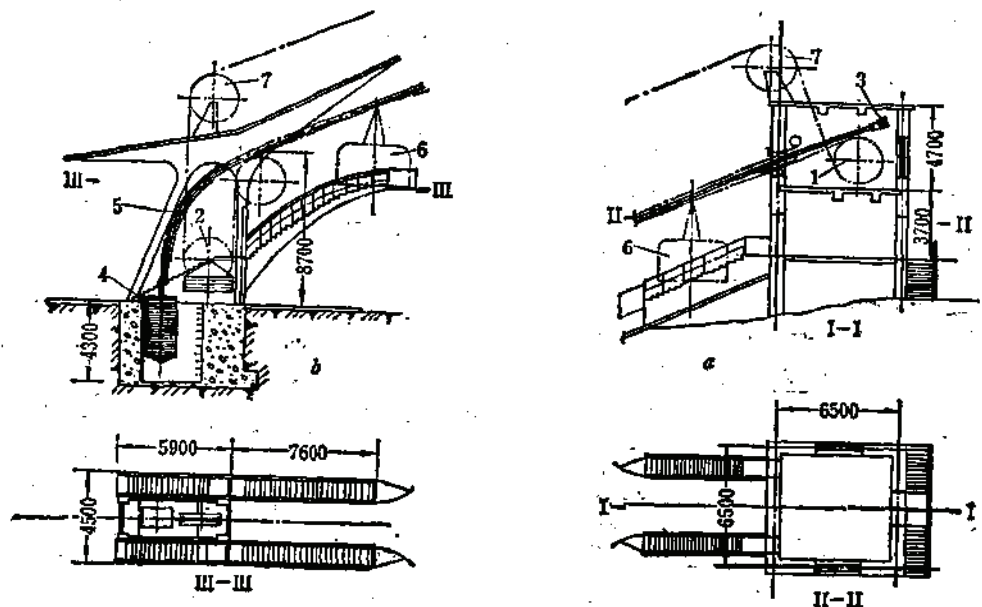


图 2-9-14 单轨索道站房

a—上站, b—下站

1—驱动器; 2—具有悬吊导向轮的拉紧重锤; 3—承载索锚固端; 4—承载索拉紧装置; 5—滚子链鞍座; 6—客车; 7—牵引索导向轮

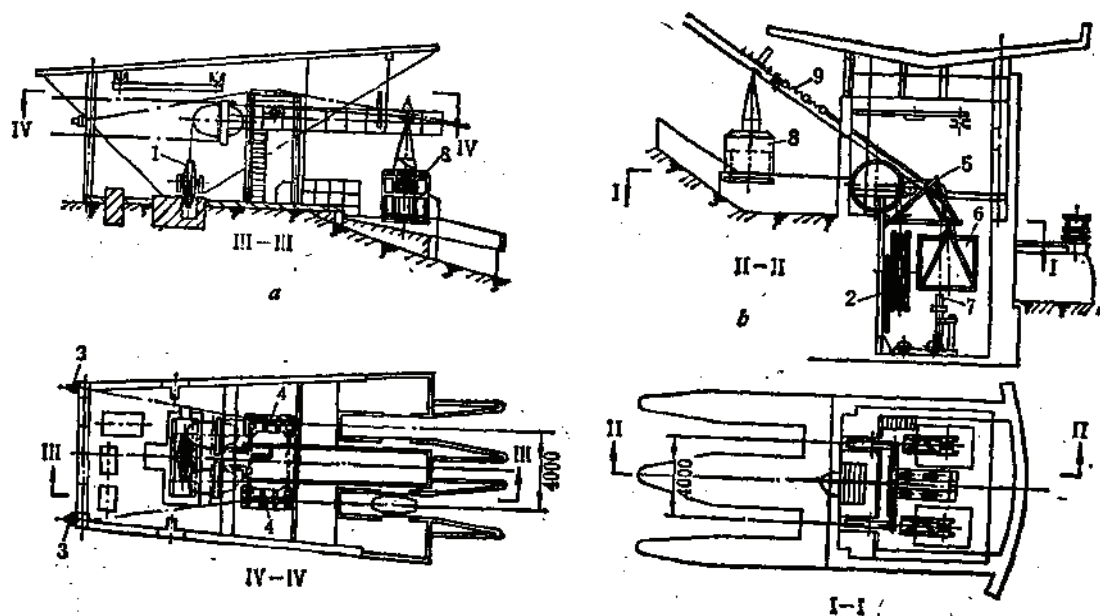


图 2-9-15 轻型双轨索道站房

a—上站, b—下站

1—驱动器; 2—悬吊式拉紧滑轮; 3—承载索锚固端; 4—偏斜鞍座; 5—摆动式三角架; 6—承载索拉紧重锤; 7—牵引索拉紧滑轮阻尼器; 8—客车; 9—缓冲器

锤悬挂在三角架的一个下角上。在上站承载索直接锚固在站房结构上。

(3) 图2-9-16为具有中间(转角)站的双轨索道站房。该索道有两个区段, 图中所示为第一区段的上站和第二区段的下站与上站。第一区段的上站与第二区段下站的衔接呈一定角度, 构成两个区段的中间站, 该中间站装有两个区段的驱动机。

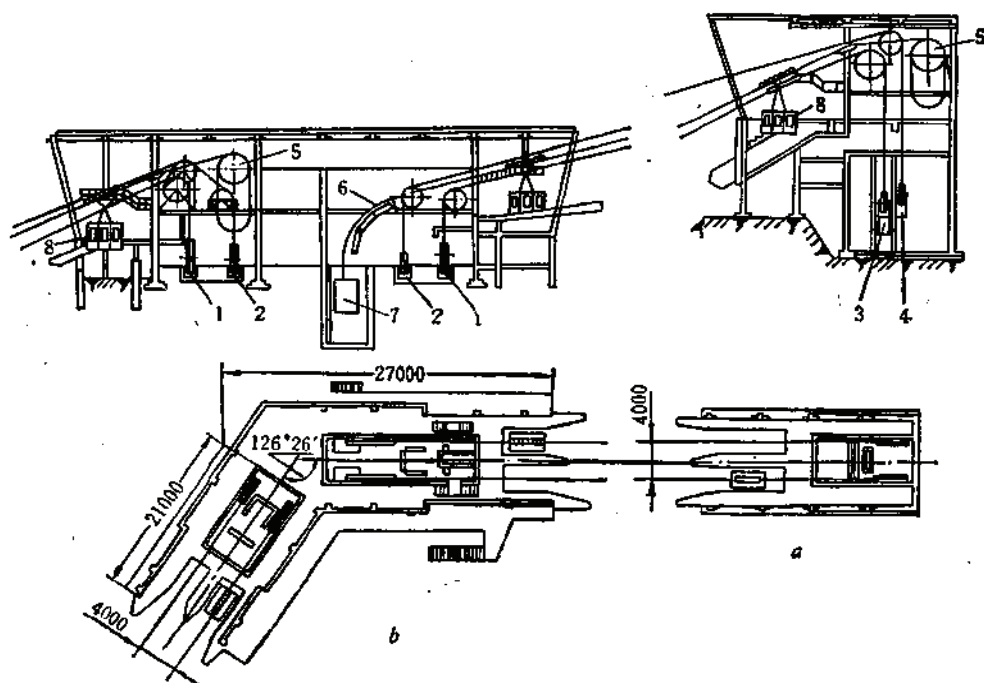


图 2-9-16 具有中间站的双轨索道站房

a—第二区段的上站; b—中间站

1—驱动机; 2—辅助驱动机; 3—牵引索拉紧重锤; 4—辅助索拉紧重锤; 5—承载索锚固筒; 6—滚子链轮座;
7—承载索拉紧重锤; 8—客车

9.1.8 线路选择和侧型配置

9.1.8.1 线路选择

双线往复式客运索道遵循本篇第二章所述选线原则选择线路, 但根据其特点应特别注意如下:

(1) 力求索道线路通过凹陷地形, 实现大跨距跨越, 达到支架少、支架压力小、客车高速平稳运行和提高承载索使用寿命的目的。

(2) 基于同样目的, 尽可能避免通过大的凸起地形。在必须通过时, 宜用硬轨桥代替成组的支架。

实现大跨距跨越, 除了牵引索下的安全距离之外一般不会引起特殊的困难。目前在山区建设的索道, 1~1.5km 跨距已不罕见, 在个别情况下竟长达2~3km。当地形合适时, 3km左右的索道可将支架数控制在1~3个内, 甚致无支架单跨跨越。

提高运行速度对减少线路负荷、提高运输能力极为有效。但中间支架的存在限制速度提高。在运行速度大时, 每通过一支架都要降速一次, 使索道控制复杂化, 客车的平稳运行

也受影响。单跨索道最大运行速度可达 12.5m/s ，而多跨索通过支架时不得超过 8m/s 。同时，单跨索道的客车可以做成具有封闭吊架的，允许在更大风速下工作，安全度高。

因为往复式客运索道提高运行速度最终也有限度，为达到既定的运输能力，则索道越长所需客车容量就越大。在两点高差不变的前提下，索道长度短则倾角增大。但是由于客车与牵引索采用固定连接，倾角大不会带来特殊的困难。许多正在运行的索道爬坡角竟达 45° 甚至更大。另一方面，对于爬坡角大实际上也不会引起牵引索和传动功率增大，因为线路短了相应地客车容量和质量会减小。这就是双线往复式客运索道力求采用最短线路的原因。

9.1.8.2 区段划分

从运行平稳和安全要求出发，双线往复式客运索道必须采用整根的承载索，不允许中间用套筒联接，这就限制了索道的长度。当运距长时，需将线路划分成几个区段，每一区段单独形成一条索道。在两个区段的衔接处设中间站，乘客在此换乘车。

一般分成两个区段，最多的分成四个区段。每段长度以 2km 为宜，特殊的也可达 4km 左右。

一般一根承载索质量为 $30\sim 50\text{t}$ ，有的更大些。在山区，区段太长会给承载索的运输和安装带来许多困难。为此，除采用双承载索外，还可采用高强度（如国外已达 2000MPa ）的承载索。

索道区段长度还受牵引索限制。在实践中最大牵引索直径为 $30\sim 32\text{mm}$ ，抗拉强度为 2000MPa ，钢绳的最大拉力可达 $110\sim 140\text{kN}$ ，采用双牵引可达 $200\sim 240\text{kN}$ 。

为了缩短乘客在中间站的停留时间，相邻区段间的客车运行时间应相等，停发车配合要有节奏。

运输能力小的多区段索道采用单轨，特别对单跨者配置更为简便。初期运量小，而后后期运量要求增大时，前期做成两段都是单轨的，且在中间站采用一台共用的驱动机传动，至后期略加修改，便可过渡到具有两个独立传动区段的双轨索道（图2-9-17）。

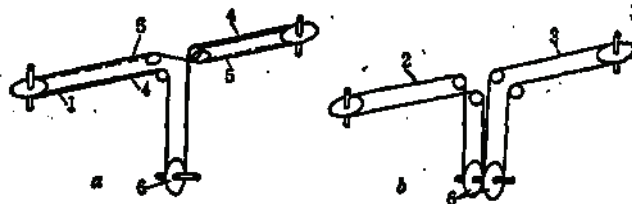


图 2-9-17 由单轨过渡到双轨的两区段索道

a—前期传动示意；b—后期传动示意

1、2、3—牵引索；4—前期（单轨）承载索；5—后期拟增（双轨）承载索；6—驱动轮

9.1.8.3 索道外形尺寸和安全距离

1. 竖向外形尺寸和安全距离

1) 竖向外形尺寸

索道的竖向外形尺寸需考虑客车在跨间偏离铅垂线纵向摆动 35% 的最低外形，和跨间无客车时牵引索的最大挠度两种情况。计算时根据客车和牵引索在跨间的最低静态值，再加上相应于承载索挠度 5% 或牵引索挠度 15% 的浮动量，从两者的最低尺寸选取。

2) 竖向安全距离

(1) 到地面或高出地面的树木、雪面等;
禁止行人通行或行人无法到达的地方为2.0m;
允许行人通过的地方、人行小道为3.0m。

(2) 到耕地和大车道为4.5m。

(3) 到建筑的最高部位为2.0m。

(4) 如不可避免要跨越或平行公路、铁路、通航河道、其它架空索道、缆车道和架空输电线时, 应不妨碍安全运行, 并保证在沿线营救乘客和进行修理工作时双方的安全。如索道与架空输电线或其它架空线路平行时, 其间隔距离还应考虑可能产生的电磁感应不致妨碍索道的电话通讯和影响安全电路的可靠性。

2. 横向外形尺寸和安全距离

1) 横向外形尺寸

索道横向外形尺寸, 需考虑在非工作状态的最大风压下钢绳悬垂曲线的横向摆动, 以及在工作状态的最大风压下钢绳悬垂曲线和客车共同的横向摆动, 计算时取两者最大尺寸来确定。

2) 索道到障碍物的最小横向距离

(1) 不属于索道本身的障碍物为1.5m。

(2) 如不可避免要平行公路、铁路、通航河道、其它架空索道、缆车道和架空输电线时, 其横向间隙规定同竖向安全距离。

(3) 安装有导向装置以限制客车的横向摆动时客车至支架或站内结构物为0.5m。
通常考虑的风压值如表2-9-2。

风 压 的 选 用

表 2-9-2

非工作状态	1200
(Pa)	有风暴和风速大于150km/h的地区按当地最大风压
工作状态(Pa)	200

9.1.8.4 支架和支架配置

1. 支架

支架支承承载索和牵引索。支架上两个鞍座的间距决定于承载索的索距。在客车车厢相应高度处装上导向板, 将客车向内的摆动角限制在 $6^{\circ} \sim 8^{\circ}$ 以内, 支架两侧的导向板应呈封闭状, 其横向宽度和竖向形状, 应保证在侧向风作用下客车能沿着其滑动而不碰支架构件。但如果在最大风压下, 支架能保证无制动器客车自由通过时, 也可以不设导向装置。

支架上装有梯子。20m高以内的支架, 采用带护圈的垂直梯子, 大于20m时, 一般采用带中间平台的斜梯子。绝大部分是采用钢支架(图2-9-18), 很少采用钢筋混凝土支架。

对于高支架, 特别是设在陡坡上的高支架, 做成具有斜撑是合理的。斜撑与架头用铰接联接, 并与钢绳作用在支架的合力方向一致。

目前最高支架建于奥地利的卡布龙山索道, 高度为96m。支架主体杆件是用直径2.2m的钢管制成, 四面用直径0.495m的钢管做拉杆与主体杆件固接。

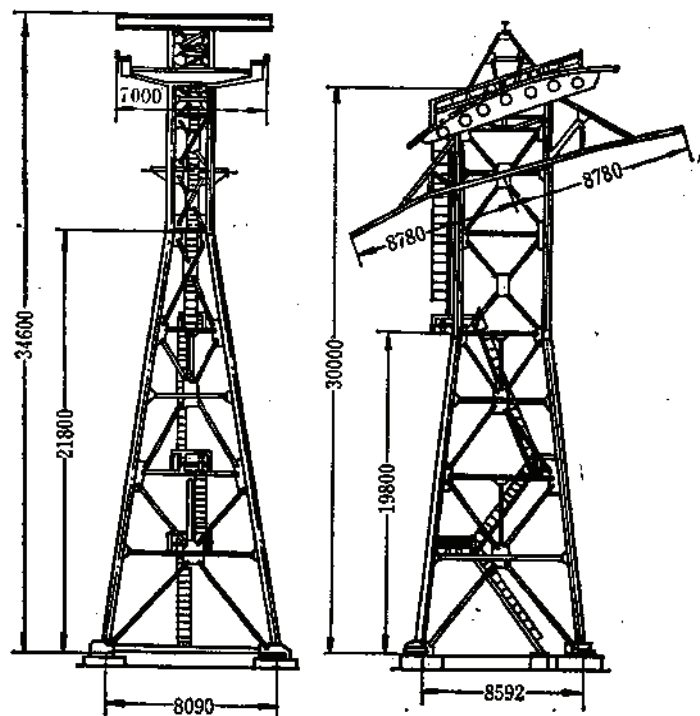


图 2-9-18 支架

有时为了使乘客在线路中间也能上下车，还在支架上设置可折叠的站台。

在地形特殊不可能建立地面支架时，可以借助两侧山峰架设钢绳从横向拉起来的悬吊式支架。为了限制大跨距的牵引索挠度，当采用双承载索时，可以利用吊挂在承载索上的专门托索装置，将牵引索托起来。

2. 支架配置

1) 支架配置原则

- (1) 支架应布置在局部凸起地形，工程地质条件好的地方。
- (2) 尽可能减少支架数量，实现大跨距。
- (3) 支架上的负荷应尽可能均等。
- (4) 尽可能减小驱动机的峰值负载。

2) 支架高度的确定

- (1) 满足索道竖向安全距离。
- (2) 满足承载索在支架上的靠贴要求。

承载索自重作用在支架上的最小压力，与非工作状态下最大水平风力的合压力，应作用在支架鞍座槽以内。

在与支架邻接的两跨内没有客车，且当承载索超过其最大计算拉力的40%时，作用在支架上的压力不得小于零。

在与支架邻接的两跨内没有客车，且当由下向上作用在承载索上的风压为500Pa时，作用在支架鞍座上的压力不得小于零。

9.1.8.5 鞍座配置与索距选定

1. 鞍座配置

支架鞍座配置应满足以下条件:

(1) 满载客车由任一侧靠近支架产生最大总倾角时, 位于鞍座两端的承载索不得有折曲现象;

(2) 当空载客车通过支架时, 牵引索套筒或其它形式的联接件, 应在承载索鞍座和牵引索托索轮之间通过, 且有一定的间隙;

(3) 当客车通过鞍座时, 牵引索至少应与一个托索轮相接触。

2. 索距选定

根据如下条件, 选定承载索索距:

(1) 在客车可能相遇的跨内, 按两个客车都向内侧摆动20%计算, 当跨距小于或等于300m时, 客车间的最小间隙为1.0m; 当跨距大于300m时, 跨距每增加100m, 间隙增大0.2m。

(2) 在客车不可能相遇的跨距内, 按一个客车向内侧摆动20%计算, 客车与另侧承载索(对单轨索道, 如是水平布置牵引索环, 则为客车与另侧牵引索)间水平投影的最小间隙, 当跨距 ≤ 300 m时为2.0m, 当跨距 > 300 m时按(1)所述增大。

在一条索道上, 索距可保持全线相同, 为减小站房宽度索距也可变化。此时允许承载索在每个支架的水平偏斜不大于0.5~0.9%, 但相应要将鞍座做成具有水平过渡曲线的。

9.1.9 安全措施

9.1.9.1 检测装置

为保证往复式客运索道安全运行, 一般需有如下运行检测装置:

1. 差动检测装置

对采用双牵引和具有差动装置的驱动机, 为检测两根牵引索的同步运转, 用两个测速发动机作为差动检测装置。当牵引索速度差超越一定范围时, 驱动机下闸停车。

2. 超速检测装置

一般由机械和电气两种装置共同检测索道的运行速度。机械检测装置为装设在驱动机上的离心开闭器。当运行速度超越额定速度的15%时, 它使索道停车。

3. 过卷检测装置

在站台客车进站口上方安装限位开关, 当客车超越指定停车位置时, 客车运行小车梁上的撞头触动限位开关使索道停车。

4. 制动器检测装置

在驱动机安全制动器上, 装设闸瓦过磨损极限开关和下闸同时切除电源的开关, 以检测闸瓦磨损程度和制动器的工作状况。

5. 行程指示器和减速信号检测装置

为反映客车在线路上的位置, 在控制台上装设行程指示器, 它在客车处于停车位置时能自动调零。在行程指示器与客车相应的各减速点, 设有能自动发出减速信号的装置。它与电气检测装置共同工作, 相互比较, 当检测出客车运行在规定的减速位置未减速或速度超出极限值时, 能自动切除电源, 下闸停车。

6. 接近警报

当客车运行接近站台时,在行程指示器相应位置上的微动开关动作,使控制室的蜂鸣器鸣叫,以提醒司机注意。微动开关一般装在开始减速前5秒的位置上。

7. 油压系统监控装置

(1)对液压制动系统应设置油压上下限监测装置,在压力超出范围时限制启动或断电停车。

在油管上设置的压力检测装置,用以检测松懈时由于管路破损造成的油压降低或下闸时油缸中仍有残压等情况,在失常时能导致下闸停车。

(2)对减速器的强制润滑系统,用油流调节阀调节各部位的送油量,规定油压上下限,当超越范围时能限制启动或下闸停车。

8. 承载索和牵引索重锤行程检测装置

根据需要在承载和牵引索行程的极限位置上安装极限开关,当重锤行程超越范围时,开关动作,索道停车。

9. 客车制动器检测装置

对采用客车制动器的索道,当客车制动器动作的同时,能使索道自动切除电源,下闸停止运转。

10. 主回路过负荷检测装置

检测驱动机之电动机的负荷,在过负荷的情况下索道停车。

11. 通风机工作检测

对采用强制冷却的驱动电机,应有检测通风机工作状况的电气闭锁系统,只有当其确认通风机正常运行时,驱动机才能启动和运转。

12. 测速发电机断线检测装置

测速发电机电源线路断线时,能下闸停车。

13. 控制系统电源检测装置

用指示灯在控制台上显示各控制系统电源的接通情况。

9.1.9.2 控制装置、通讯信号及其它电气保护

1. 控制台

控制台除安装有启动和停车按钮外,还安装有监视客车运行、制动器工作、电源的电压和电流以及气象状况等的仪表,例如用来监视加速、等速、减速等情况的速度表,装设在上站或其它位置的风向风速仪的反映仪表。

2. 非常停车按钮

除控制台外,在站台、机房、客车厢内和其它必要的地方,设置停车按钮,由各处服务人员根据需要按钮使用按钮停车。

3. 信号通讯设备

有以下通讯设备:

(1)联系站台、客车、观察所以及控制室之间的通讯设备(用扩音器可以确保联系者除外)。

(2)为保证索道维修安全而进行联系的通讯设备(用扩音器可以确保联系者除外)。

(3)控制室与站台间的闭锁发车信号。

4. 通讯备用电源

一般以蓄电池作通讯备用电源, 停电时应能迅速切换。

5. 安全电路

索道沿线和站内所有安全装置均应构成统一的连续电路。当某安全装置和信号装置发出故障信号时, 能使索道自动停车。

6. 避雷设备

驱动站、拉紧站、各支架都应设避雷装置。整条索道必须设有效的防雷保护设施。

7. 接地

除信号索、辅助索、牵引索和尾索外, 所有索道的金属部件均应接地。未接地的绳索在必要时也应能接地。

9.1.9.3 营救措施

客车出现故障不可能很快恢复运转时, 或者断牵引索客车制动器动作时, 必须采取紧急救护措施把乘客救护出客车。有以下几种方法:

- (1) 用缓降机和救护袋将乘客下放到地面。
- (2) 用辅助传动系统、辅助客车将乘客分批拖运回站。
- (3) 用自行式客车将乘客分批运送回站。

9.1.10 运输能力的计算

双线往复式客运索道的运输能力, 通常以单方向小时运送人数来表示, 它取决于索道长度、运行速度和客车容量。

9.1.10.1 运行速度的选择

提高运行速度对于提高运输能力、降低线路载荷效果显著, 但是受到索道长度和运行安全条件的限制。

往复式客运索道的最大运行速度

最大运行速度一般可按式(2-9-2)控制:

$$v = (0.3 \sim 0.4) \sqrt{L_0} \quad (2-9-2)$$

式中 v ——速度, m/s,

L_0 ——索道线路的跨间弦长总和,
m。

同时, 一般应不超过表2-9-3之值。

采用直流电动机传动时, 可选用较高的速度, 初期用低速, 随经验结果再逐步提高速度。

9.1.10.2 运输能力的确定

理论最大运输能力按下式计算:

1. 双轨索道

$$A_1 = \frac{3600n_0}{t + t' + t''} \quad (2-9-3)$$

2. 单轨索道

$$A_1 = \frac{1800n_0}{t + t' + t''} \quad (2-9-4)$$

式中 A_1 ——每小时运人数(单方向), 人;

表 2-9-3

v (m/s)	在 时 间	过 支 架
有乘务员时	10.0	7.5
无乘务员时	6.0	4.0

注: 国外最大运行速度分别达到12.5和8.0m/s。

- n_0 ——客车容量(不包括乘务员), 人;
 t ——索道单程运行时间, s;
 t' ——乘客上下车所需时间, 和 n_0 有关, 见表2-9-4, s;
 t'' ——交换发车信号所需时间, 见表2-9-4, s。

客车停歇时间 表 2-9-4

t' (s)	单门客车	$1.5n_0$
	双门客车	n_0
t'' (s)	5~10	

由于运行速度的提高是有限度的, 故要提高运量增大客车容量是重要手段, 目前客车最大容量已达140人甚至更大。

单程运行时间 t , 与所选用的速度图有关, 即与最大运行速度、过支架和接近站台时的运行速度、选用的加速度和减速度, 以及

各阶段的行驶路程有关。当最大运行速度大于过支架的允许速度时, 尚需降速通过支架, 这种情况较为复杂应分别对待。

日本规定, 在进站前将速度降为按 $3.6 \rightarrow 2.5 \rightarrow 1.0 \text{ m/s}$ 三个等级运行; 加速度和减速度不大于 0.3 m/s^2 ; 在接近站台时、在距站台30(或大于30m)范围内, 速度不大于 2.5 m/s 。

其它国家没有这种规定, 只推荐加减速在 $0.3 \sim 0.6 \text{ m/s}^2$ 范围内选用。

索道的实际运输能力受到客流量不均衡性的影响。而客流量的不均衡性与索道的服务对象和气候条件有关。用于职工上下班的索道, 在年内是均衡的, 但在一天之内是不均衡的; 用于城市交通的索道也有类似情况; 服务于旅游的索道, 在旅游旺季客流量出现高峰, 而其它时间则很低。但兼为旅游和滑雪服务的索道客流量在一年内相对较均衡。此外在计算索道年或日的运输能力时, 应考虑索道维护检修需占用的时间。

9.1.11 承载索系统选择和计算

9.1.11.1 承载索类型

一般采用密封型钢绳作承载索。但在一些小型索道上, 也可以用半密封型、多绕股型以及其它绕股型钢绳作承载索。

禁止采用外丝用圆钢丝制成的单股螺旋型钢绳。

承载索不得有任何类型的纤维绳芯, 即其横断面应全部是金属的。

承载索应由整根钢绳构成, 不得采用中间套筒联接。

9.1.11.2 预选承载索

1. 承载索最小拉力确定

承载索最小拉力应满足下式要求:

$$T_{\min} \geq 12Q_m/n_0 \quad (2-9-5)$$

式中 $T_{\min}$ ——最小拉力, N;

Q_m ——满载客车重力, N;

n_0 ——每辆客车的承载索根数。

2. 承载索拉紧重锤的确定

$$W = \frac{T_{\min}}{1-C} \quad (2-9-6)$$

式中 W ——重锤重力, N ;

C ——滚子链鞍座或拉紧索导向轮阻力系数, 其计算式见式(2-9-12)或(2-9-13)。

3. 预选公式

对于密封型承载索, 可按下式预选:

$$q_0 \geq \frac{\left(T_{\min} \frac{1+C}{1-C} + \frac{\mu Q_m}{n_0}\right) \left(1 + 2\mu \sin \frac{\delta}{2}\right)}{3.09 \sigma_B - \sum_{i=1}^K \left(h_{(i)} + \mu \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}}\right) \left(1 + 2\mu \sin \frac{\delta}{2}\right)} \quad (2-9-7)$$

式中 q_0 ——承载索每米重力, N/m ;

μ ——承载索与鞍座的摩擦系数, 见表2-9-5;

δ ——线路侧型总折角(凹陷侧型可略去不计), $(^\circ)$;

σ_B ——钢绳的公称抗拉强度, MPa ;

$h_{(i)}$ ——第 i 跨两端支架高差, m ;

$l_{(i)}$ ——第 i 跨的跨距, m ;

K ——最高点的跨距编号;

$\alpha_{(i)}$ ——第 i 跨弦倾角, $(^\circ)$;

其余符号同式(2-9-5)和(2-9-6)。

9.1.11.3 承载索校核

1. 承载索安全系数

$$n = \frac{T_p}{T_{\max}} \geq 3.5 \quad (2-9-8)$$

式中 T_p ——整根钢绳的破断拉力, 最好用厂家保证值, 缺乏资料时可取钢丝破断拉力总和的0.9, N ;

$T_{\max}$ ——承载索的最大计算拉力, N 。

2. 最小拉力与车轮压力之比

作用在承载索上的轮压按下式计算:

$$R = \frac{1.1(Q_m + Q')}{j} \quad (2-9-9)$$

最小拉力与轮压之比一般应满足下式:

$$\frac{T_{\min}}{R} \geq 80 \quad (2-9-10)$$

式中 R ——与最小拉力点对应的轮压, N ;

Q' ——由牵引索产生的压力, N ;

j ——客车车轮总数;

其余符号同式(2-9-5)。

3. 单位断面积承载索的最大轮压

单位断面积承载索的最大轮压应满足:

$$\frac{R_{\max}}{F} < 4.9 \quad (2-9-11)$$

式中 $R_{\max}$ ——按式(2-9-9)求出的承载索最大轮压, N ;

F ——承载索金属断面积, mm^2 。

9.1.11.4 重锤拉紧的承载索拉力计算

进行承载索拉力计算时,须计及以下各种力的作用:重锤重力,承载索重力在跨间弦线方向的分力;承载索在滚子链鞍座上(或拉紧索在导向轮上)和支架鞍座上的阻力。双线往复式索道和双线循环式索道承载索阻力状态的不同点在于,其阻力方向具有一定的规律性。当客车离站或驶离某一支架时,拉紧重锤上升,承载索拉力增大,客车在站口或支架相应侧附近点的承载索拉力达到最大;反之,当客车进站或驶近某一支架时重锤下降,承载索拉力减小,客车在站口或支架相应侧附近点的承载索拉力达到最小。

1. 阻力计算

1) 拉紧装置上的阻力

(1) 采用滚子链鞍座时

$$\Delta T_r = CW \quad (2-9-12)$$

$$C = 2\mu_1 \sin \frac{\alpha_1}{2} + C_g$$

式中 ΔT_r ——鞍座阻力, N;

C ——阻力系数;

W ——重锤重力, N;

μ_1 ——滚子链摩擦阻力系数,对滚动轴承滚子链可取 $\mu_1 \approx 0.005$;

C_g ——钢绳刚性阻力系数,对密封索可取 $C_g \approx 0.002$;

α_1 ——承载索在滚子链上的包角, ($^\circ$)。

(2) 采用拉紧索导向轮时

$$\Delta T_r = CW \quad (2-9-13)$$

$$C = 2\mu_2 \frac{d}{D} \sin \frac{\alpha_2}{2} + C_g$$

式中 μ_2 ——导向轮轴承阻力系数,对滚动轴承导向轮可取 $\mu_2 = 0.01$;

d ——导向轮轴直径, mm;

D ——导向轮直径, mm;

C_g ——刚性阻力系数,对拉紧索可取 $C_g = 0.0012$;

α_2 ——拉紧索在导向轮上的包角, ($^\circ$)。

2) 支架鞍座阻力

$$\Delta T = 2\mu T \sin \frac{\delta}{2} \quad (2-9-14)$$

式中 T ——鞍座处承载索拉力, N;

δ ——承载索在鞍座上的折角, ($^\circ$)。

μ ——承载索与鞍座的摩擦阻力系数,按表2-9-5选取。

鞍座阻力系数

表 2-9-5

鞍座衬垫材料	承载索类型	
	密封型	绕股型
青铜及类似低摩擦系数材料	0.1	0.15
无衬垫	0.12	0.18

2. 拉力计算

承载索拉力计算从拉紧站开始, 沿着各支承点 (包括导入拉紧重锤的站内导向装置、鞍座和线路支架) 逐点进行。为计算方便起见, 预先将各支承点冠以顺序号。编号方法是: 从重锤的导向装置开始, 其编号为 0, 然后顺站房鞍座和支架次序编 1、2、3……。支架间的跨距也编顺序号, 并规定支架前一跨距的编号同该支架的顺序号。按此编号法, 线路基本几何参数的关系式如下:

支架间索底高差 (跨端高差)

$$h_{(i)} = E_{(i)} - E_{(i-1)} \quad (2-9-15)$$

弦倾角

$$\alpha_{(i)} = \operatorname{tg}^{-1} \frac{h_{(i)}}{l_{(i)}} \quad (2-9-16)$$

弦折角

$$\delta_{s(i)} = \alpha_{(i)} - \alpha_{(i+1)} \quad (2-9-17)$$

式中 i ——参数下标, 以编号代入;

E ——支承点索底标高, m;

l ——跨距, m。

此外, 和货运索道计算一样还假定支架靠拉紧站 (下站) 的一侧为左侧 (Z), 靠锚固站 (上站) 一侧为右侧 (Y)。

1) 空承载索的拉力计算

空承载索时的拉力计算是为客车作用下的承载索拉力计算作准备的, 在某些条件也可以作为客车作用后承载索最大最小拉力的近似计算●

(1) 空索时的最大拉力

第 k 支架左侧承载索的最大拉力:

$$T'_{(k)} = W + \Delta T_0 + \sum_{i=1}^{k-1} (\Delta T_{(i)} + q_0 h_{(i)}) + q_0 h_{(k)} = T'_{(k-1)} + q_0 h_{(k)} \quad (2-9-18)$$

式中 $T'_{(k)}$ ——空索时 K 号支架左侧承载索最大拉力, N;

$T'_{(k-1)}$ ——空索时 $K-1$ 号支架右侧承载索最大拉力, N;

W ——重锤重力, N;

ΔT_0 ——滚子链鞍座或拉紧索导向轮的阻力, 按式 (2-9-12) 或 (2-9-13) 计算, N;

$\Delta T_{(i)}$ ——第 i 支架鞍座阻力, N;

q_0 ——承载索每米重力, N/m;

$h_{(i)}$ ——支架间索底高差, 按式 (2-9-15) 计算, m。

第 k 支架右侧承载索的最大拉力:

$$T'_{(k)} = T'_{(k)} + \Delta T_{(k)} = T'_{(k)} \left(1 + 2\mu \sin \frac{\delta_{\min(k)}}{2} \right) \quad (2-9-19)$$

式中 μ ——鞍座的摩擦阻力系数;

$\delta_{\min(k)}$ ——承载索在 k 号支架上的最小折角, ($^\circ$);

● 欧洲一些国家只计算这一步, 和考虑客车作用后的最大拉力相比其误差很小, 见本章例题。

其余符号同前式。

(2) 空索时的最小拉力

第K支架左侧承载索的最小拉力

$$\begin{aligned} T'_{s(k)} &= W - \Delta T_s - \sum_{i=1}^{k-1} (\Delta T_{(i)} - q_0 h_{(i)}) + q_0 h_{(k)} \\ &= T'_{s(k-1)} + q_0 h_{(k)} \end{aligned} \quad (2-9-20)$$

式中 $T'_{s(k)}$ ——空索时k号支架左侧承载索的最小拉力, N;

$T'_{s(k-1)}$ ——空索时k-1号支架右侧承载索的最小拉力, N;

其余符号同式(2-9-18)。

第K支架右侧承载索的最小拉力:

$$T'_{r(k)} = T'_{s(k)} - \Delta T_{(k)} \approx T'_{s(k)} \left(1 - 2\mu \sin \frac{\delta_{s(k)}}{2} \right) \quad (2-9-21)$$

式中符号同式(2-9-19)和(2-9-20)。

2) 客车作用下承载索拉力计算

(1) 下行客车行至k号支架左侧(驶离支架)的承载索拉力(最大)

$$T_{s(k)} = W + \Delta T_s + \sum_{i=1}^{k-1} (\Delta T_{(i)} + q_0 h_{(i)}) + q_0 h_{(k)} = T'_{s(k)} \quad (2-9-22)$$

式中 $T_{s(k)}$ ——k号支架左侧的承载索拉力, N;

其余符号同式(2-9-18)。

式(2-9-22)说明, 此时承载索在该点的拉力与空索时的最大拉力相同。

(2) 下行客车至k号支架右侧时(驶近支架)的承载索拉力(最小)

$$T_{r(k)} = T'_{s(k)} - \Delta T_{(k)} \approx T'_{s(k)} \left(1 - 2\mu \sin \frac{\delta_{(k)}}{2} \right) \quad (2-9-23)$$

式中 $T_{r(k)}$ ——k号支架右侧的承载索拉力, N;

$\delta_{(k)}$ ——下行客车行至k号支架右侧时的承载索在鞍座上的折角, 其和客车载荷有关, ($^\circ$);

其余符号同式(2-9-21), 本式和该式的不同点在于折角不同, 摩擦力大小上的差别。

(3) 上行客车行至k号支架右侧(驶离支架)的承载索拉力(最大)

$$T_{r(k)} = T'_{s(k)} + \Delta T_{(k)} \approx T'_{s(k)} \left(1 + 2\mu \sin \frac{\delta_{(k)}}{2} \right) \quad (2-9-24)$$

式中 $T_{r(k)}$ ——k号支架右侧的承载索拉力, N;

$\delta_{(k)}$ ——上行客车至k号支架右侧时承载索在鞍座上的折角, 它和客车载荷有关, ($^\circ$);

其余符号同式(2-9-21)。摩擦力较式(2-9-19)大。

(4) 上行客车行至k号支架左侧(驶近支架)的承载索拉力(最小)

$$T_{s(k)} = W - \Delta T_s - \sum_{i=1}^{k-1} (\Delta T_{(i)} - q_0 h_{(i)}) + q_0 h_{(k)} = T'_{s(k)} \quad (2-9-25)$$

式中符号同式(2-9-20)。

式(2-9-25)说明, 此时承载索在该点的拉力与空索时的承载索最小拉力相同。

欲计算客车作用下的承载索拉力, 必须先求客车作用下承载索在支架处的折角, 它和

钢绳系统几何参数计算有关(见9.1.11.7)。具体计算内容和步骤见表2-9-8。

9.1.11.5 两端锚固的承载索拉力计算

对于线路短的单跨双线往复式索道,其计算见本篇8.1.3.5。

为准确计算,或对于较长的单跨索道,承载索拉力计算如下^①。

$$H_1^2 + \left(B + 2 \frac{n_q}{n_s} H_q \right) H_1^2 + \left(2B + \frac{n_q}{n_s} H_q \right) \frac{n_q}{n_s} H_q H_s + B \frac{n_q^2}{n_s^2} H_s^2 - \frac{EF \cos^2 \alpha}{2n^2 S_1} A = 0 \quad (2-9-26)$$

$$B = EF \left[1 - \frac{l}{S_1 \cos \alpha} + \varepsilon (t_s - t_1) \right] \cos \alpha - H_1$$

$$A = Q_s \left[Q_s + \frac{l \Sigma q}{\cos \alpha} \right] x \frac{l-x}{l} + \frac{l^2 (\Sigma q)^2}{12 \cos^2 \alpha}$$

$$S_1 = \frac{l}{\cos \alpha} + \frac{Q_m (Q_m \cos \alpha + l \Sigma q)}{8 (\Sigma H)^2} l \cos^2 \alpha + \frac{l^2 (\Sigma q)^2}{24 (\Sigma H)^2} \cos \alpha$$

$$\Sigma q = n_s q_s + n_q q_q$$

$$\Sigma H = n_s H_1 + n_q H_q$$

$$H_1 = \left(T_{\max} - \frac{q_s h}{2} \right) \cos \alpha$$

式中 H_s ——重力为 Q_s 的客车行驶至高支点支架平距 x 、环境温度 t_s ($^{\circ}\text{C}$) 时, 每根承载索的水平拉力, N;

n_s ——相对一辆客车采用的承载索根数;

n_q ——相对一辆客车采用的牵引索根数;

H_q ——每根牵引索的水平拉力, N;

H_1 ——重力为 Q_m 的满载客车行驶至跨中点 $\left(x = \frac{l}{2} \right)$ 且当处于最低环境温度 t_1 ($^{\circ}\text{C}$) 时, 每根承载索的最大水平拉力, N;

$T_{\max}$ ——最低温度时满足安全系数的承载索最大拉力, N;

ΣH ——钢绳系统所有钢绳水平拉力总和, N;

E ——承载索的弹性模数, $E = 1.6 \times 10^5 \text{ MPa}$;

F ——承载索的金属断面积, mm^2 ;

t_s ——客车工作时的环境温度, $^{\circ}\text{C}$;

ε ——承载索的线膨胀系数, $\varepsilon = 0.000011$;

l ——跨距, m;

α ——弦倾角, ($^{\circ}$);

Q_m ——满载客车重力, N;

Q_s ——任意装载下的客车重力, N;

x —— Q_s 客车至高支点支架的平距, m;

q_s ——承载索每米重力, N/m;

① 这种计算方法按钢绳系统考虑载荷的相互作用, 不须计算牵引索对客车的附加压力。对大于 800~1000m 跨度的计算推荐采用。参见 M.Б. Беркман 《подвесные канатные дороги》。

q_g ——牵引索每米重力, N/m;

Σq ——钢绳系统每米重力总和, N/m;

对于承载索的安装拉力可按下式求:

$$H_1^2 + BH_1 + \frac{EF}{24} q^2 l^2 \cos^3 \alpha = 0 \quad (2-9-27)$$

$$B = EF \left[1 - \frac{l}{S_1 \cos \alpha} + e(t_0 - t_1) \right] \cos \alpha - H_1$$

式中 H_1 ——承载索安装时的水平拉力, N;

t_0 ——安装时的环境温度, °C;

其余符号同前式。

当客车靠站, 且环境温度最高时承载索的拉力最小, 此时最小拉力应符合式(2-9-5)和(2-9-10)的要求。

9.1.11.6 无客车跨内单根钢绳几何参数有关计算

在双线往复式客运索道没有客车运行的各跨内, 承载索和牵引索之间互不联系。此时无论承载索还是牵引索, 无论用重锤拉紧还是双端锚固, 可利用以下公式分别计算其有关的几何参数。

1. 钢绳的水平拉力

为了进行钢绳的几何参数计算, 首先将钢绳的拉力换算成水平拉力, 计算公式如下:

$$H = \frac{T_0 + T_D}{4} \cos \alpha + \sqrt{\left(\frac{T_0 + T_D}{4} \cos \alpha \right)^2 - \frac{q^2 l^2}{8}} \quad (2-9-28)$$

$$\text{或 } H = T_D \cos \alpha \sqrt{1 - \frac{q^2 l^2}{4T_D^2}} + \frac{q l}{2} \sin \alpha \quad (2-9-29)$$

$$\text{或 } H = T_0 \cos \alpha \sqrt{1 - \frac{q^2 l^2}{4T_0^2}} - \frac{q l}{2} \sin \alpha \quad (2-9-30)$$

或近似地按下式计算:

$$H \approx \frac{T_0 + T_D}{2} \cos \alpha \quad (2-9-31)$$

式中 H ——钢绳的水平拉力, N;

T_0 ——高支点支架处的钢绳拉力, N;

T_D ——低支点支架处的钢绳拉力, N;

q ——钢绳每米重力, N/m;

l ——跨距, m;

α ——弦倾角, (°)。

2. 钢绳挠度

至高支点支架平距为 x 处的钢绳挠度为:

$$f_x = \frac{x(l-x)q}{2H \cos \alpha} \quad (2-9-32)$$

当 $x = \frac{l}{2}$ 时,

$$f_{\max} = \frac{l^2 q}{8H \cos \alpha}$$

又

$$f_x = 4 \frac{x}{l} \left(1 - \frac{x}{l} \right) f_{\max} \quad (2-9-33)$$

式中 f_a ——跨中任意点挠度, m;
 $f_{\max}$ ——跨中点的最大挠度, m。

3. 钢绳倾角

至高支点支架平距为 x 处的钢绳倾角按下式计算:

$$\beta = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha + \frac{(l-2x)q}{2H \cos \alpha} \right] = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha + \frac{4f_{\max}}{l} - \frac{8xf_{\max}}{l^2} \right] \quad (2-9-34)$$

当 $x = \frac{l}{2}$ 时, $\beta = \alpha$

$$\text{当 } x = 0 \text{ 时 } \beta = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha + \frac{lq}{2H \cos \alpha} \right] = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha + \frac{4f_{\max}}{l} \right] \quad (2-9-35)$$

$$\text{或 } \beta = \alpha + \sin^{-1} \left(\frac{ql}{2T_a} \right) \quad (2-9-36)$$

当 $x = l$ 时,

$$\beta = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha - \frac{lq}{2H \cos \alpha} \right] = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha - \frac{4f_{\max}}{l} \right] \quad (2-9-37)$$

或

$$\beta = \alpha - \sin^{-1} \left(\frac{ql}{2T_b} \right) \quad (2-9-38)$$

式中 β ——支架处钢绳倾角($^\circ$);

其余符号同前。

4. 钢绳长度

跨间钢绳曲线长度为:

$$S = \frac{l}{\cos \alpha} + \frac{q^2 l^3 \cos \alpha}{24 H^2} = \frac{l}{\cos \alpha} + \frac{8 f_{\max}^2}{3 l} \cos^3 \alpha \quad (2-9-39)$$

式中符号同前。

9.1.11.7 有客车跨内钢绳系统几何参数有关计算

在双线往复式客运索道有客车的跨内, 客车把牵引索和承载索联系起来构成一钢绳系统, 应按钢绳系统来计算有关的几何参数。此时承载索无论用重锤拉紧还是双端锚固都可用以下公式计算, 只不过用重锤拉紧时, 可视钢绳的水平拉力近似于常数, 而两端锚固时, 钢绳的水平拉力将随客车重力、客车在跨间的位置和工作时的环境温度而变化。

1. 钢绳系统的水平拉力

先按式(2-9-28)~(2-9-31)之一对承载索和牵引索分别求出水平拉力, 然后按下式求钢绳系统的水平拉力:

$$\Sigma H = n_a H_a + n_b H_b \quad (2-9-40)$$

当跨距大于1000m时, 为准确计算还可按下式求:

$$\begin{aligned} \Sigma H = (\Sigma T_D) \cos \alpha \sqrt{1 - \frac{(l^2 \Sigma q + 2Qx \cos \alpha)^2}{4l^2 (\Sigma T_D)^2}} \\ + \left(\Sigma q \frac{l}{2} + Q \frac{x}{l} \cos \alpha \right) \sin \alpha \end{aligned} \quad (2-9-41)$$

或

$$\Sigma H = (\Sigma T_a) \cos \alpha \sqrt{1 - \frac{[l^2 \Sigma q + 2Q(l-x) \cos \alpha]^2}{4l^2 (\Sigma T_a)^2}}$$

$$-\left(\Sigma q \frac{l}{2} + Q \frac{l-x}{l} \cos \alpha\right) \sin \alpha$$

$$\Sigma T_D = n_s T + n_w t_w$$

$$\Sigma T_q = n_s T + n_q t_q$$

$$\Sigma q = n_s q_s + n_w q_w \left(1 - \frac{x}{l}\right) + n_q q_q \frac{x}{l}$$

当 $n_q = n_w$, $q_q = q_w$ 时

$$\Sigma q = n_s q_s + n_q q_q = n_s q_s + n_w q_w$$

式中 ΣT_q ——高支点支架处钢绳系统的拉力, N;

ΣT_D ——低支点支架处钢绳系统的拉力, N;

T ——承载索拉力, N;

t_q ——牵引索拉力, N;

t_w ——尾索拉力, N;

Q ——客车重力, N;

n_w ——尾索根数;

q_w ——尾索每米重力, N/m;

其余符号同式(2-9-26)。

2. 客车所在位置的承载索挠度

$$f_x = \frac{x(l-x)}{2\Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{2Q}{l} \right) \quad (2-9-42)$$

当 $x = \frac{l}{2}$ 时,

$$f_{\max} = \frac{l^2}{8\Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{2Q}{l} \right)$$

3. 客车行近支架时钢绳的总倾角

客车行近高支点支架时的钢绳总倾角为:

$$\theta = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha + \frac{l}{2\Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{2Q}{l} \right) \right] \quad (2-9-43)$$

或

$$\theta = \alpha + \sin^{-1} \left[\frac{l\Sigma q + 2Q \cos \alpha}{2\Sigma T_q} \right] \quad (2-9-44)$$

客车行近低支点支架时钢绳的总倾角为:

$$\theta = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha - \frac{l}{2\Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{2Q}{l} \right) \right] \quad (2-9-45)$$

或

$$\theta = \alpha - \sin^{-1} \left[\frac{l\Sigma q + 2Q \cos \alpha}{2\Sigma T_D} \right] \quad (2-9-46)$$

式中 θ ——客车行近支架时的钢绳总倾角, ($^\circ$);

其余符号同式(2-9-26)。

4. 承载索曲线长度

当客车运行至高支点支架平距为 x 处时, 该跨的承载索曲线长度为:

$$S_x = \frac{l}{\cos \alpha} + \frac{x(l-x)}{2l(\Sigma H)^2} Q \left(Q + \frac{l\Sigma q}{\cos \alpha} \right) \cos \alpha + \frac{l^2(\Sigma q)^2}{24(\Sigma H)^2} \cos \alpha \quad (2-9-47)$$

当 $x = -\frac{l}{2}$ 时, 曲线长度最大, 其值为:

$$S_{\max} = \frac{l}{\cos \alpha} + \frac{l}{8(\sum H)^2} Q \left(Q + \frac{l \sum q}{\cos \alpha} \right) \cos^3 \alpha + \frac{l^3 (\sum q)^2}{24 (\sum H)^3} \cos \alpha \quad (2-9-48)$$

9.1.11.8 承载索拉紧重锤行程的计算

承载索拉紧重锤总行程为:

$$\Delta S = \Delta S_1 - \Delta S_2 + \Delta S_3 + \Delta S_4 \quad (2-9-49)$$

$$\begin{aligned} \Delta S_1 &= \frac{l_{(k)} \cos \alpha_{(k)}}{24 (\sum H_1)^2} \{ 3 Q_m \cos \alpha_{(k)} (Q_m \cos \alpha_{(k)} + l_{(k)} \sum q) + l_{(k)}^3 (\sum q)^2 \} \\ &\quad + \frac{q^2}{24} \left(\sum_{i=1}^{k-1} \frac{l_{(i)}^3 \cos \alpha_{(i)}}{H_{1(i)}^3} + \sum_{i=k+1}^m \frac{l_{(i)}^3 \cos \alpha_{(i)}}{H_{1(i)}^3} - \sum_{i=1}^m \frac{l_{(i)}^3 \cos \alpha_{(i)}}{H_{1(i)}^3} \right) \\ \Delta S_2 &= -\frac{1}{EF} \sum_{i=1}^m \left[(H_{1(i)} - H_{2(i)}) \frac{l_{(i)}}{\cos^2 \alpha_{(i)}} \right] \\ \sum H_1 &= n_p H_{1(k)} + n_q H_{q(k)} \\ \Delta S_3 + \Delta S_4 &= \left[e(t_2 - t_1) + \rho \right] \sum_{i=1}^m \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}} \end{aligned}$$

式中 ΔS ——承载索拉紧重锤总行程, m;

ΔS_1 ——载荷变化所需行程, m;

ΔS_2 ——钢绳因弹性伸长所需行程, m;

ΔS_3 ——温度变化所需行程, m;

ΔS_4 ——钢绳残余伸长所需行程, m;

m ——索道线路所含跨间数目;

$l_{(k)}$ ——第 k 跨 (最大跨) 跨距, m;

$\sum H_1$ ——满载客车在最大跨中点时, 钢绳系统的最小水平拉力, N;

$H_{1(i)}$ ——第 i 跨 ($i = 1 \sim m$) 承载索的最小水平拉力 (第一种工作状态), N;

$H_{2(i)}$ ——第 i 跨 ($i = 1 \sim m$) 承载索的最大水平拉力 (第二种工作状态), N;

$H_{q(k)}$ ——第 k 跨 (最大跨) 下行侧牵引索的最小水平拉力, N;

t_1 ——第一种工作状态下的环境温度, °C;

t_2 ——第二种工作状态下的环境温度, °C;

ρ ——承载索的残余伸长系数, $\rho = 0.0007$;

$\sum q$ ——钢绳系统的每米重力总和, N/m;

其余符号同式 (2-9-26)。

9.1.12 牵引系统选择和计算

9.1.12.1 牵引索选择

1. 牵引索类型

一般采用带纤维绳芯的多股同向捻钢绳作牵引索、尾索和辅助索。当直径大于 20mm 时宜采用 6X(19) 型, 当直径小于 20mm 时宜采用 6×7 型钢绳。

一半为牵引索、一半为尾索的索道,通常不允许有编结接头。用整根钢绳无极导绕的牵引索或辅助索,允许有两个编结接头。每个编结接头长度不应小于钢绳直径的1300倍,相邻两个编结接头之间的距离,应不小于钢绳直径的3600倍。

2. 牵引索预选

为使牵引索与承载索相匹配,按和索道最高点相邻的第 k 跨两者挠度相等的原则预选牵引索:

$$q_0 = \frac{A}{B - F - D} \quad (2-9-50)$$

$$A = \frac{Q_m}{n_0} (\sin \psi_{(k)} - f'_0 \cos \psi_{(k)})$$

$$B = \frac{8.5 \sigma_B}{n \left(1 + 2f_0 \sin \frac{\delta}{2} \right) (1 + C_D)}$$

$$F = \frac{n_0 H_{q(k)} l_{(k)}}{n_0 q_0 l_{(k)} + 2Q_m \cos \alpha_{(k)}}$$

$$D = \sum_{i=1}^k \left(h_{(i)} + f_0 \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}} \right)$$

$$\psi_{(k)} \approx \text{tg}^{-1} \left[\text{tg} \alpha_{(k)} + \frac{1}{2H_{q(k)}} \left(\frac{q_0 l_{(k)}}{\cos \alpha_{(k)}} + \frac{Q_m}{n_0} \right) \right]$$

式中

σ_B ——牵引索公称抗拉强度, MPa;

δ ——索道线路总折角, ($^\circ$);

Q_m ——满载客车重力, N;

n ——牵引索抗拉安全系数;

n_0 ——对于一辆客车的承载索根数;

n_q ——对于一辆客车的牵引索根数;

q_0 ——承载索每米重力, N/m;

q_0 ——牵引索每米重力, N/m;

m ——索道线路的跨距总数;

k ——为邻接线路最高标高的第 k 跨, 当最高标高在上站时, $k = m$;

$\alpha_{(k)}$ ——第 k 跨的弦倾角, ($^\circ$);

$H_{q(k)}$ ——第 k 跨单根承载索的水平拉力, N;

f'_0 ——客车车轮运行阻力系数;

f_0 ——牵引索沿托索轮运行的阻力系数, 可取 $f'_0 = f_0 = 0.015$;

c ——在上站每根牵引索的导向轮数;

C_D ——站内导向轮轴承阻力系数和钢绳刚性阻力系数之和, 分别由表2-6-5表2-6-8查得;

$l_{(k)}$ ——第 k 跨跨距, m;

$h_{(i)}$ ——第 i 跨支架的索底高差, m。

3. 尾索预选

对于高差不大, 在低支点支架侧呈现反向爬坡的索道, 一般采用与牵引索相同直径的尾索。

对于线路中不具有反向爬坡的索道, 由于尾索拉力较小, 通常采用比牵引索直径较小的尾索。此时, 可按式预选尾索。

$$q_w = \frac{n' \left[\frac{t_{qmax}}{(1+C_D)^2} - \frac{Q_k}{n_w} (\sin \psi'_{(k)} - f'_0 \cos \psi'_{(k)}) \right]}{8.5 \sigma_B} \quad (2-9-51)$$

$$t_{qmax} = (A + q_q F + q_q D) \left(1 + 2f_0 \sin \frac{\delta}{2} \right) (1 + C_D)^2$$

$$\psi'_{(k)} \approx \lg^{-1} \left[\lg \alpha_{(k)} + \frac{1}{2H_{s(k)}} \left(\frac{l_{(k)} q_q}{\cos \alpha_{(k)}} + \frac{Q_k}{n_s} \right) \right]$$

式中 n' ——尾索抗拉安全系数;

n_w ——对于一辆客车的尾索根数;

Q_k ——空载客车重力, N;

$\psi'_{(k)}$ ——空载客车运行到第 k 跨高支点侧的最大爬坡角, ($^\circ$);

q_w ——尾索每米重力, N/m;

t_{qmax} ——牵引索最大拉力, 其中 A 、 F 、 D 的计算式见式(2-9-50), N;

其它符号同前式。

4. 尾索最小拉力和牵引索拉紧重锤

尾索最小静拉力按下式计算:

$$t_{wmin} = \frac{t_{wmax} - q_w \sum_{i=1}^b \left(h_{(i)} + f_0 \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}} \right)}{\left(1 + f_0 \sin \frac{\delta}{2} \right) (1 + C_D)^2} \quad (2-9-52)$$

$$t_{wmax} = \frac{t_{qmax}}{(1+C_D)^2} - \frac{Q_k}{n_w} (\sin \psi'_{(k)} - f'_0 \cos \psi'_{(k)})$$

牵引索重锤重力为:

$$W = 2t_{wmin} \quad (2-9-53)$$

式中 t_{wmax} ——尾索最大静拉力, N;

t_{wmin} ——尾索最小静拉力, N;

W ——牵引索重锤重力, N;

b ——每根尾索在下站的导向轮数;

其它符号同前。

5. 安全系数校验

牵引索、尾索、辅助索和拉紧索的安全系数按下式计算:

$$n = \frac{t_P}{t_{max}} \quad (2-9-54)$$

式中 n ——安全系数, 应符合表2-9-6的规定;

t_P ——整根钢丝绳的破断拉力, 最好用产品厂家的保证值, 否则可取钢丝破断拉力总和的0.86(对6X(19)型)或0.88(对6×7型), N;

t_{max} ——最大计算拉力, N。

采用不同直径牵引索和尾索的双线往复索道, 客车行驶在线路最高点时的牵引索拉力, 不一定是最大计算值。故安全系数校验应在牵引计算后进行。

牵引索、尾索、辅助索和拉紧索安全系数表

表 2-9-6

钢丝绳用途	无客车制动器的双牵引索道	有客车制动器的索道
牵引索	正常工作时 ≥ 5.5 ; 断一根绳时: 静载 ≥ 3.0 , 动载 ≥ 2.0	通常取5.0, 但至少应 ≥ 4.5
尾索	≥ 4.5	
辅助索	运转状态下 ≥ 4.5 ; 非运转状态下 ≥ 3.3	
拉紧索	≥ 5.5	

注: 除拉紧索外, 钢丝绳均应计及正常运行时加速和减速时的惯性力。

9.1.12.2 客车牵引力计算

1. 客车爬坡角

客车在跨间至高支点支架平距为 x 时的爬坡角为:

$$\psi = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha + \frac{l-2x}{2\Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{Q}{l} \right) \right] \quad (2-9-55)$$

当 $x = \frac{l}{2}$ 时, $\psi = \alpha$

当客车行驶至高支点支架 ($x = 0$) 时,

$$\psi = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha + \frac{l}{2\Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{Q}{l} \right) \right] \quad (2-9-56)$$

$$\text{或} \quad \psi = \alpha + \sin^{-1} \left[\frac{l\Sigma q + Q \cos \alpha}{2\Sigma T_0} \right] \quad (2-9-57)$$

当客车行驶至低支点支架 ($x = l$) 时,

$$\psi = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha - \frac{l}{2\Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{Q}{l} \right) \right] \quad (2-9-58)$$

$$\text{或} \quad \psi = \alpha - \sin^{-1} \left[\frac{l\Sigma q + Q \cos \alpha}{2\Sigma T_D} \right] \quad (2-9-59)$$

式中符号同前。

2. 客车牵引力

客车克服重力的牵引力按下式计算

$$Z = Q \sin \psi \quad (2-9-60)$$

当 ψ 角不大时, 该角的正弦值与正切值相近, 而 $\operatorname{tg} \psi$ 与 x 成直线函数关系, 故 $Q \sin \psi$ 可近似视为按直线规律变化。

9.1.12.3 牵引索曲线长度和其拉紧重锤行程

1. 牵引索曲线长度

在有客车的跨间, 当客车行驶至高支点支架平距为 x 时, 客车将跨距 l 分隔为 x 和 $l-x$ 两个分割跨, 牵引索曲线长度为:

$$S = \frac{x}{\cos \alpha_0} + \frac{q_0^2 x^3}{24 H_{q_0}^3} \cos \alpha_0 + \frac{l-x}{\cos \alpha_D} + \frac{q_D^2 (l-x)^3}{24 H_{q_D}^3} \cos \alpha_D$$

或

$$S = \frac{x}{\cos \alpha_0} + \frac{8 f_{a_{max}}^2}{3 x} \cos^3 \alpha_0 + \frac{l-x}{\cos \alpha_D} + \frac{8 f_{D_{max}}^2}{3 (l-x)} \cos^3 \alpha_D \quad (2-9-61)$$

$$\alpha_o = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha + \frac{l-x}{2\Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{2Q}{l} \right) \right]$$

$$\alpha_D = \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha - \frac{x}{2\Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{2Q}{l} \right) \right]$$

$$f_{o\max} = \frac{x^2 q_o}{8H_{qo} \cos \alpha_o}$$

$$f_{D\max} = \frac{(l-x)^2 q_o}{8H_{qD} \cos \alpha_D}$$

式中 α_o ——高支点支架侧分割跨弦倾角, ($^\circ$);

α_D ——低支点支架侧分割跨弦倾角, ($^\circ$);

H_{qo} ——高支点支架侧牵引索水平拉力, N;

H_{qD} ——低支点支架侧牵引索水平拉力, N;

$f_{o\max}$ ——高支点支架侧分割跨牵引索最大挠度, m;

$f_{D\max}$ ——低支点支架侧分割跨牵引索最大挠度, m;

其它符号同前。

当 $x = \frac{l}{2}$, Q 为空载客车时, 牵引索曲线长度最短, 其值为

$$\left. \begin{aligned} S_{\min} &= \frac{l}{2 \cos \alpha'_o} + \frac{q_o^2 l^3}{192 H_{qo}^2} \cos \alpha'_o + \frac{l}{2 \cos \alpha'_D} + \frac{q_o^2 l^3}{192 H_{qD}^2} \cos \alpha'_D \\ \alpha'_o &= \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha + \frac{l}{4 \Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{2Q}{l} \right) \right] \\ \alpha'_D &= \operatorname{tg}^{-1} \left[\operatorname{tg} \alpha - \frac{l}{4 \Sigma H} \left(\frac{\Sigma q}{\cos \alpha} + \frac{2Q}{l} \right) \right] \end{aligned} \right\} \quad (2-9-62)$$

当 $x = 0$ 或 $x = l$ 时, 牵引索曲线长度最大, 其值为:

$$S_{\max} = \frac{l}{\cos \alpha} + \frac{q_o^2 l^3}{24 H_q^2} \cos \alpha \quad (2-9-63)$$

此时与公式 (2-9-39) 的表达形式一样。

2. 牵引索拉紧重锤行程 (当 $q_o = q_w$ 时)

进行牵引索拉紧重锤总行程计算时, 首先需选择如下计算状态:

第一种状态——重锤位置最高时:

(1) 两客车分别位于上下站, 线路两侧全为空钢绳状态。

此时各跨牵引索水平拉力记为 $H_{q(i)} (i = 1 \sim 2m \textcircled{1})$

(2) 索道周围空气温度最低, 记为 $t_1 \textcircled{2}$ 。

第二种状态——重锤位置最低时:

(1) 两个空载客车分别位于上行侧第 s 跨和相应的下行侧第 x 跨内 $\textcircled{3}$ 。

为了计算方便, 采取如下记法: 该两跨内的跨距、弦倾角、客车至高支点支架的平距、至低支点支架平距和其被客车分割的分割跨弦倾角相应为:

$$l_s, \alpha_s, x_s, l_s - x_s, \alpha_{sD} \text{ 和 } \alpha_{sD};$$

$\textcircled{1}$ 此时牵引索在各跨的编号顺序是: 从下站开始沿线路的一侧向上数, 计为 $1 \sim m$ 跨, 绕过上站以后向下数又计为 $m+1 \sim 2m$ 跨。

$\textcircled{2}$ s, x 跨的选择对因负荷变化所需的重锤行程 (Δs_1) 的计算有影响, 往往须经几次计算才能找出使重锤最低的计跨, 一般应选择一辆客车在最大跨另一辆客车也在较大跨的组合情况。

$l_a, a_a, x_a, l_s - x_a, a_{as}$ 和 a_{av} 。

在第1~(s-1)、(s+1)~(x-1)、(x+1)~2m跨内全是空钢绳；

在第s和x跨内，所分割的两跨中牵引索水平拉力分别记为： $H_{q1,s}$ 、 $H_{q1,x}$ 和 $H_{q2,s}$ 、 $H_{q2,x}$ ，其余空跨内牵引索水平拉力记为 $H_{q1,i}$ ($i=1\sim(s-1)$ 、 $(s+1)\sim(x-1)$ 、 $(x+1)\sim 2m$)。

(2) 索道周围空气温度最高，记为 $t_2^\circ\text{C}$ 。

总行程计算公式：

$$\begin{aligned} \Delta s &= \Delta s_1 - \Delta s_2 + \Delta s_3 + \Delta s_4 & (2-9-64) \\ \Delta s_1 &= \frac{q_1^2}{48} \left[\sum_{i=1}^{s-1} \frac{l_{(i)}^3 \cos \alpha_{(i)}}{H_{q1,i}^3} - \frac{x_a^3 \cos \alpha_{as}}{H_{q1,s}^3} - \frac{(l_s - x_a)^3 \cos \alpha_{as}}{H_{q1,s}^3} \right. \\ &\quad - \frac{x_a^3 \cos \alpha_{as}}{H_{q2,s}^3} - \frac{(l_s - x_a)^3 \cos \alpha_{as}}{H_{q2,s}^3} - \sum_{i=1}^{x-1} \frac{l_{(i)}^3 \cos \alpha_{(i)}}{H_{q1,i}^3} \\ &\quad - \left. \sum_{i=s+1}^{x-1} \frac{l_{(i)}^3 \cos \alpha_{(i)}}{H_{q2,i}^3} - \sum_{i=x+1}^{2m} \frac{l_{(i)}^3 \cos \alpha_{(i)}}{H_{q1,i}^3} \right] \\ &\quad + \frac{1}{2} \left(\frac{l_s}{\cos \alpha_s} - \frac{x_a}{\cos \alpha_{as}} - \frac{l_s - x_a}{\cos \alpha_{as}} + \frac{l_s}{\cos \alpha_s} - \frac{x_a}{\cos \alpha_{as}} - \frac{l_s - x_a}{\cos \alpha_{as}} \right) \\ \Delta s_2 &= \frac{1}{2EF} \sum_{i=1}^{s-1} \left[(H_{q1,i} - H_{q2,i}) \frac{l_{(i)}}{\cos^2 \alpha_{(i)}} \right] \\ \Delta s_3 + \Delta s_4 &= [s(t_2 - t_1) + \rho] \sum_{i=1}^s \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}} \end{aligned}$$

式中 Δs ——总行程，m；

Δs_1 ——载荷变化所需行程，m；

Δs_2 ——弹性伸长所需行程，m；

Δs_3 ——温度变化所需行程，m；

Δs_4 ——残余伸长所需行程，m；

ρ ——牵引索残余伸长系数， $\rho = 0.0008$ ；

ϵ ——钢的线膨胀系数， $\epsilon = 0.000011$ ；

E ——牵引索弹性模数， $E = 0.8 \times 10^5 \text{MPa}$ ；

F ——牵引索金属断面积， mm^2 ；

其余符号同前。

计算温差时一般可取 $t_2 - t_1 = 60^\circ\text{C}$ 。

9.1.12.4 牵引计算

客车上行至第k跨时，驱动轮入边牵引索静拉力：

$$\begin{aligned} t_r &= \left[\frac{W}{2} (1 + C_D)^* + \frac{Q_k}{n_k} (\sin \phi_k + f'_k \cos \phi_k) + q_w \sum_{i=1}^k (h_{(i)} + f_i l_{(i)}) \right. \\ &\quad \left. + q_k \sum_{i=k+1}^s (h_{(i)} + f_i l_{(i)}) \right] (1 + C_D)^* & (2-9-65) \end{aligned}$$

式中 t_r ——驱动轮入边牵引索静拉力，N；

Q_k ——上行客车重力，N；

ϕ_k ——上行客车爬坡角，和客车所在位置有关，($^\circ$)；

W ——牵引索重锤重力，N；

C_D ——导向轮阻力系数;

b ——下站导向轮数;

C ——上站导向轮数;

其余符号同前。

下行客车行驶至对应的第 k' 跨, 驱动轮出边牵引索的静拉力为:

$$t_s = \left[\frac{W}{2} (1 - C_D)^b + \frac{Q_s}{n_q} (\sin \psi_s - f'_0 \cos \psi_s) + q_w \sum_{i=1}^{k'} (h_{(i)} - f_0 l_{(i)}) + q_0 \sum_{i=k'+1}^n (h_{(i)} - f_0 l_{(i)}) \right] (1 - C_D)^c \quad (2-9-66)$$

式中 t_s ——驱动轮出边牵引索静拉力, N;

Q_s ——下行客车重力, N;

ψ_s ——下行客车爬坡角和客车所在位置有关, ($^\circ$);

其余符号同前。

当 $q_w = q_0$ 时上二式分别为:

$$t_r = \left[\frac{W}{2} (1 + C_D)^b + \frac{Q_s}{n_q} (\sin \psi_s + f'_0 \cos \psi_s) + q_0 \sum_{i=1}^n (h_{(i)} + f_0 l_{(i)}) \right] \times (1 + C_D)^c$$

$$t_s = \left[\frac{W}{2} (1 - C_D)^b + \frac{Q_s}{n_q} (\sin \psi_s - f'_0 \cos \psi_s) + q_0 \sum_{i=1}^n (h_{(i)} - f_0 l_{(i)}) \right] \times (1 - C_D)^c$$

上述公式可按表2-9-12的步骤和内容进行分解计算, 以满足设计需要。

9.1.12.5 圆周力和电动机功率

1. 圆周力

1) 等速运行的圆周力

$$P_d = n_q(t_r - t_s) + \frac{n_q}{2}(t_r + t_s)C_D \quad (2-9-67)$$

式中 P_d ——等速运行的圆周力, N;

其余符号同前。

2) 加速运行和减速运行的圆周力

$$P = P_d + J \quad (2-9-68)$$

$$J = \frac{a}{g} \left[Q_s + Q_w + (n_w q_w + n_q q_0) \sum_{i=1}^n \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}} + 0.6 \Sigma G + G_e \right]$$

式中 J ——索道运动系统在加速和减速运行时的惯性力, N;

P ——加速和减速运行的圆周力, N;

ΣG ——牵引索闭合环中全部回转轮的重力总和, N;

G_e ——电动机转子、减速器回转部件等换算到驱动轮周边的总重力, N;

a ——加速度(取“+”)或减速度(取“-”), m/s²。

3) 等效圆周力

$$P_e = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n \int_{t_{(i-1)}}^{t_{(i)}} P_{(i)}^2 dt}{\sum_{i=1}^n (a_{(i)} \Delta t_{(i)}) + \frac{\theta}{3}}} \quad (2-9-69)$$

$$\Delta t_{(i)} = t_{(i)} - t_{(i-1)}$$

- 式中 $P_{(i)}$ ——第 i 运行区段的圆周力，一般可表示为时间的直线函数，见图 2-9-23， N ，
 n ——运行阶段总数，与启、制动及过支架时所选速度、加速度有关；
 $t_{(i)}$ ——速度图的时间座标，在第 i 运行阶段起始时间的座标定为 $t_{(i-1)}$ ，终止时间座标定为 $t_{(i)}$ ， s ；
 $\Delta t_{(i)}$ ——第 i 运行阶段所延续的时间， s ；
 $\alpha_{(i)}$ ——电动机通风状况系数：采用强制通风设备时取 $\alpha_{(i)} = 1$ ；没有强制通风设备时，其加、减速及低速度运行阶段取 $\alpha_{(i)} = \frac{1}{2}$ ；全速运行阶段取 $\alpha_{(i)} = 1$ ；
 θ ——运行循环中的停歇时间， s 。

本式中的积分可近似按式 (2-8-26) 中的 A_i 计算。

2. 电动机功率

1) 各阶段内电动机的运转功率

P 为正值时：

$$N = \frac{Pv'}{1000\eta} \quad (2-9-70)$$

P 为负值时：

$$N = \frac{Pv'\eta}{1000} \quad (2-9-71)$$

式中 N ——电动机运转功率，kW；

v' ——运转速度，对直流电动机为阶段内实际选用的速度，对交流电动机为最大运行速度，m/s；

η ——驱动机和电动机的传动效率， P 为正值时取 $\eta = 0.85$ ， P 为负值时取 $\eta = 0.95$ 。

2) 电动机的等效功率

电动制工作时，电动机的等效功率为：

$$N_s = \frac{P_s v}{1000\eta} \quad (2-9-72)$$

发电制工作时，电动机的等效功率为：

$$N_s = \frac{P_s v \eta}{1000} \quad (2-9-73)$$

式中 v ——额定速度，m/s。

3. 电动机功率校验

根据计算选标准电动机后，尚应按力图和线路中最不利情况启动进行过载校验。

标准电动机的额定出力：

电动制工作时

$$P_H = \frac{1000 N_H \eta}{v} \quad (2-9-74)$$

发电制工作时

$$P_H = \frac{1000 N_H}{v \eta} \quad (2-9-75)$$

式中 P_H ——电动机的额定出力, N;

N_H ——电动机的额定功率, kW。

标准电动机必须满足的过载条件为:

$$P_H \geq \frac{P_{\max}}{\gamma} \quad (2-9-76)$$

式中 $P_{\max}$ ——圆周力图上的最大圆周力, 或在线路中最不利位置情况下再启动时所需的最大圆周力, N;

γ ——取用的过载系数, 为标准电动机最大过载系数的0.65~0.7倍。

9.1.12.6 驱动机选择

选择驱动机时应满足以下条件:

(1) 其允许的最大拉力和大于 $n_q(t_r + t_o)$;

(2) 其允许的最大拉力差大于 $n_q(t_r - t_o)$;

(3) 应具有工作制动器和安全制动器, 在索道最不利负载时, 每套制动器的平均制动减速度应大于 0.6 m/s^2 ; 工作制动器和安全制动器的最大制动减速度应分别为 1.5 和 3.0 m/s^2 ;

(4) 索道的最大工作速度不得大于驱动机的最大速度;

(5) 驱动轮的包角应满足防滑条件要求。

驱动轮的防滑条件为:

当 $t_r > t_o$ 时应验算启动条件, 即:

$$\frac{(t_o - J_o)(e^{n\alpha} - 1)}{(t_r + J_r) - (t_o - J_o)} \geq 1.25 \quad (2-9-77) \text{①}$$

$$J_o = \frac{|a|}{g} \left[\frac{Q_o}{n_q} + q_w \sum_{i=1}^n \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}} + q_0 \sum_{i=n+1}^m \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}} + 0.6 \Sigma G'_b \right]$$

$$J_r = \frac{|a|}{g} \left[\frac{Q_r}{n_q} + q_w \sum_{i=1}^n \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}} + q_0 \sum_{i=n+1}^m \frac{l_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}} + 0.6 \Sigma G'_b \right]$$

当 $t_r < t_o$ 时应验算制动条件, 即:

$$\frac{(t_r - J_r)(e^{n\alpha} - 1)}{(t_o + J_o) - (t_r - J_r)} \geq 1.25 \quad (2-9-78)$$

式中 $e^{n\alpha}$ ——驱动轮的附着系数;

J_o ——出侧(下行侧)单根牵引索运动系统的惯性力, N;

J_r ——入侧(上行侧)单根牵引索运动系统的惯性力;

a ——加速度或减速度, m/s^2 ;

$\Sigma G'_b$ ——单侧单根牵引索运动系统回转轮的重力和, N;

其余符号同前。

9.1.13 计算例题

9.1.13.1 计算基础资料

1. 线路主要参数

① 在不计惯性力时防滑安全系数取1.35。

平距 $L = 1990\text{m}$,

高差 $H = 598\text{m}$,

中间支架数 2 个,

弦长总和 $L_s = 2081.20\text{m}$ 。

线路侧型见图 2-9-19, 承载索拉紧装置配置见图 2-9-20。

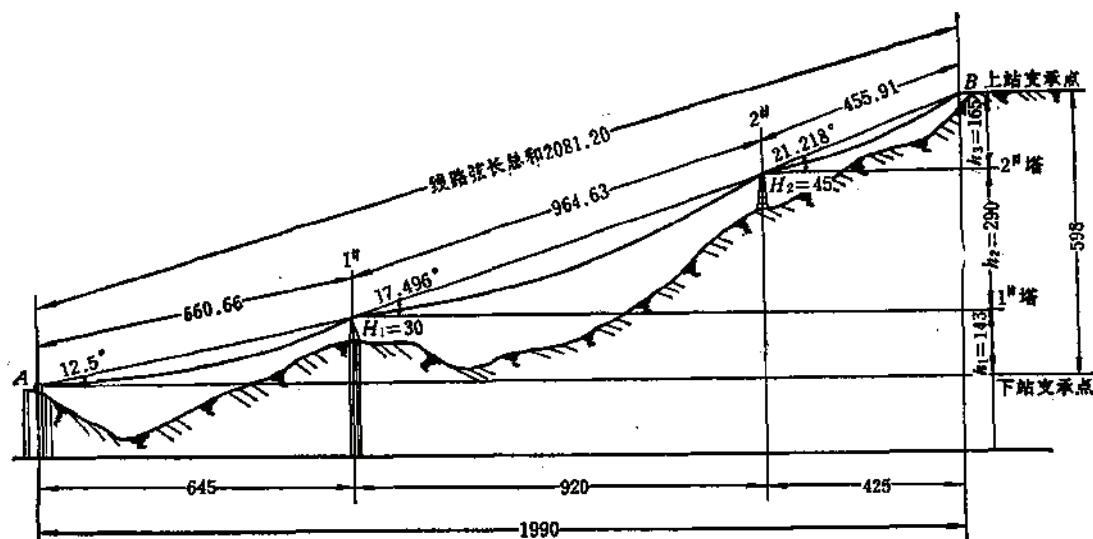


图 2-9-19 线路侧型

2. 索道类型和运行速度

索道类型: 双轨双线往复式,

每辆客车承载索数: $n_c = 1$,

每辆客车牵引索数: $n_o = n_m = 2$,

运行速度: $v = 7\text{m/s}$ 。

3. 客车

容量: $n_o = 30 + 1$ 人,

空客车重力: $Q_o = 18148.5\text{N}$,

每人计算重力: $65 \times 9.81 = 637.65\text{N}$,

冰雪负荷: $135 \times 9.81 = 1324.35\text{N}$,

空载客车重力:

$$Q_s = 18148.5 + 1 \times 637.65 + 1324.35 = 20111\text{N},$$

满载客车重力

$$Q_m = 18148.5 + 31 \times 637.65 + 1324.35 = 39240\text{N}.$$

4. 承载索

类型 密封型,

直径 $d = 50\text{mm}$,

断面积 $F = 1680\text{mm}^2$,

每米重力 $q_s = 14.2 \times 9.81 = 139.3\text{N/m}$,

破断拉力保证值 $T_s = 250800 \times 9.81 = 2460348\text{N}$,

公称抗拉强度 $\sigma_s = 166 \times 9.81 = 1628.46\text{MPa}$ 。

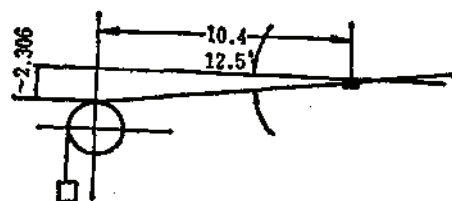


图 2-9-20 承载索拉紧装置配置

5. 牵引索

直径 $d = 22\text{mm}$,断面积 $F = 203\text{mm}^2$,每米重力 $q_0 = 1.87 \times 9.81 = 18.35\text{N/m}$,破断拉力保证值 $F_b = 28600 \times 9.81 = 280566\text{N}$,公称抗拉强度 $\sigma_b = 180 \times 9.81 = 1765.80\text{MPa}$.

6. 尾索

直径 $d = 18\text{mm}$,断面积 $F = 136\text{mm}^2$,每米重力 $q_0 = 1.25 \times 9.81 = 12.263\text{N/m}$,破断拉力保证值 $F_b = 19100 \times 9.81 = 187371\text{N}$,公称抗拉强度 $\sigma_b = 180 \times 9.81 = 1765.80\text{MPa}$.

7. 重锤

承载索重锤重力 $W = 60958 \times 9.81 = 598000\text{N}$,牵引索重锤重力 $W = 6116 \times 9.81 = 60000\text{N}$.

9.1.13.2 运输能力计算

将速度图中选用的参数及其计算列入表2-9-7中。

速度图见图2-9-23。

速度图参数计算表

表 2-9-7

参 数	运 行 阶 段						
	1	2	3	4	5	6	7
$v(\text{m/s})$	0~7	7	7~3.5	3.5	3.5~1.5	1.5	1.5~0
$a(\text{m/s}^2)$	0.35	—	-0.35	—	-0.3	—	-0.3
$t_i(\text{s})$	$\frac{7}{0.35} = 20$	$\frac{1913.2}{7} = 273.31$	$\frac{(7-3.5)}{0.35} = 10$	5	$\frac{(3.5-1.5)}{0.3} = 6.7$	5	$\frac{1.5}{0.3} = 5$
$l/\cos\alpha(\text{m})$	$\frac{20 \times 7}{2} = 70$	$\frac{2081.2 - 168}{2} = 1913.2$	$\frac{(7+3.5)10}{2} = 52.5$	17.5	$\frac{(3.5+1.5)6.7}{2} = 16.75$	$\frac{1.5 \times 5}{2} = 3.75$	$\frac{1.5 \times 5}{2} = 3.75$

单程运行时间:

$$t = 20 + 273.31 + 10 + 5 + 6.7 + 5 + 5 = 325.01\text{s}$$

上下车时间:

$$t' = 1.5 \times 30 = 45\text{s}$$

开关门和发信号时间:

$$t'' = 10\text{s}$$

两个行程间的间歇时间:

$$\theta = t' + t'' = 45 + 10 = 55\text{s}$$

索道每小时最大运输能力:

$$A_s = \frac{3600 \times 30}{325.01 + 55} = 284\text{人}$$

9.1.13.3 承载索系统计算

1. 承载索拉力计算

空承载索的最大和最小拉力、上行空载和上行满载客车驶离支架——在支架的右侧(上站侧)时的最大拉力、下行空载和下行满载客车驶近支架——在支架的右侧(上站侧)时的最小拉力计算,列入承载索拉力计算表2-9-8中。

续表

22	空 载	$T_z^{(i)} = T_z^{(i-1)} + q_e h_{(i)}$	$T_z^{(i)} = T_z^{(i)} - \Delta T^{(i)}$	598000	596814	597135	592571	612491	606913	647310	642137	665122	—
23	承 小	$\beta_{z(i)} = \alpha_{(i)} + \sin^{-1} \frac{q_e l_{(i)}}{2T_z^{(i)}}$	$\beta_{z(i)} = \alpha_{(i)} - \sin^{-1} \frac{q_e l_{(i)}}{2T_z^{(i)}}$	90°	12.43°	12.57°	8.19°	16.71°	11.49°	23.18°	18.60°	23.77°	—
24	载 拉	$\delta_{(i)} = \beta_{z(i)} - \beta_{y(i)}$		77.57°			4.38°		5.22°		4.58°		—
25	索 力 (N)	$\Delta T^{(i)} = 2\mu T_z^{(i)} \sin \frac{\delta_{(i)}}{2}$		1186①			4564		5578		5173		—
26	下 支	$q_m(h_{(i)} - f, l_{(i)})$				26		1635	3387		1945		
27	行 架	$l_{z(i)} = l_{m(i-1)} + q_m(h_{(i)} - f, l_{(i)})$		29719②			29745		31380		34767		36712
28	空 时	$\Sigma T_z^{(i)} = q_e T_z^{(i)} + n_p f_{z(i)}$		—			656625		675251		716844		—
29	客 小	$\theta_{y(i)} = \alpha_{(i)} - \sin^{-1} \left[\frac{l_{(i)} \Sigma q + 2Q_m \cos \alpha_{(i-1)}}{2 \Sigma T_z^{(i)}} \right]$		—			5.82°		8.97°		16.73°		—
30	车 拉	$\delta_{(i)} = \beta_{z(i)} - \theta_{y(i)}$		—			6.76°		7.74°		6.45°		—
31	驶 近	$\Delta T^{(i)} = 2\mu T_z^{(i)} \sin \frac{\delta_{(i)}}{2}$		—			7031		8268		7283		—
32	(N)	$T_{y(i)} = T_z^{(i)} - \Delta T^{(i)}$		—			590164		604223		640027		—
33	下 行	$\theta_{y(i)} = \alpha_{(i)} - \sin^{-1} \left[\frac{l_{(i)} \Sigma q + 2Q_m \cos \alpha_{(i-1)}}{2 \Sigma T_z^{(i)}} \right]$		—			4.18°		7.40°		15.29°		—
34	满 时	$\delta_{max(i)} = \beta_{z(i)} - \theta_{y(i)}$		—			8.39°		9.31°		7.89°		—
35	客 小	$\Delta T^{(i)} = 2\mu T_z^{(i)} \sin \frac{\delta_{max(i)}}{2}$		—			8736		9941		8907		—
36	车 驶 近 (N)	$T_{y(i)} = T_z^{(i)} - \Delta T^{(i)}$		—			588399		602550		638403		—

注：1. 标有①栏数据为 $\Delta T_z = W \left(2\mu_s \frac{d}{D} \sin \frac{\alpha_s}{2} + C_s \right) = 598000 \times \left(2 \times 0.01 \times \frac{200}{3200} \sin \frac{77.5^\circ}{2} + 0.0012 \right) = 1186N$;

2. 标有②栏数据为 $l_{m(i)} = \frac{W}{2} (1 + C_D)^2 = \frac{60000}{2} (1 + 0.0047)^2 = 30293N$;

3. 标有③栏数据为 $l_{m(i)} = \frac{W}{2} (1 - C_D)^2 = \frac{60000}{2} (1 - 0.0047)^2 = 29719N$;

4. 其它选用参数为 $\Sigma q = n_p q_e + n_p q_g = 176$; $f_s = 0.015$; $\mu = 0.1$ 。

由式(2-9-25)和式(2-9-22)可知,上行客车驶近支架——在支架左侧时的最小拉力和下行客车驶离支架——在支架左侧时的最大拉力,与空承载索相应位置处的最小和最大拉力相同,故表中未列入。

为使用方便,又将表2-9-8中计算的直接结果列入表2-9-9中。

承载索拉力表

表 2-9-9

位 置		下 站	1° 支 架		2° 支 架		上 站
		右	左	右	左	右	左
空承载索的最小拉力(N)		592571	612491	606913	647310	642137	665122
上行客车作用下的拉力 (N)	空 载	606534	612491	632160	647310	677011	665122
	满 载	608236	612491	633833	647310	678633	665122
下行客车作用下的拉力 (N)	空 载	590104	623998	604223	669871	640027	697882
	满 载	588399	623998	602550	669871	638403	697882
空承载索的最大拉力(N)		604078	623998	629474	669871	674897	697882

由表2-9-9查出,当上行满载客车驶离2°支架时的最大拉力为678633N,此时上站B点处的承载索拉力达最大:

$$T_{\max} = 678633 + 139.3 \times 165 = 701618 \text{ N}$$

比该点空承载索时的最大拉力697882N增大:

$$\frac{701618 - 697882}{697882} = 0.54\%$$

2. 承载索校核

1) 最小拉力与满载客车重力之比

由表2-9-9查得,承载索最小拉力为588399N,与满载客车重力之比为:

$$\frac{588399}{39240} = 14.99 > 12, \text{ 满足要求。}$$

2) 承载索安全系数

承载索的断断拉力保证值为 $T_r = 2460348 \text{ N}$,最大计算拉力,按空承载索时 $T_{\max} = 697882 \text{ N}$,按上行满载客车驶离2°支架时上站端承载索拉力 $T_{\max} = 701618 \text{ N}$ 。两种情况下的安全系数分别为:

$$2460348 / 697882 = 3.53 > 3.5$$

$$2460348 / 701618 = 3.51 > 3.5, \text{ 满足要求}$$

3) 最小拉力与轮压之比

根据下列条件列表计算,如表2-9-10示:

$$Q_m = 39240 \text{ N}, f = 8,$$

$$l_{(1)} = 645 \text{ m}, l_{(2)} = 920 \text{ m}, l_{(3)} = 425 \text{ m}$$

4) 承载索单位断面面积轮压

由表2-9-10看出,承载索轮压的最大值为7506N,其金属断面面积为1680mm²,则单位面积轮压:

$$\frac{7506}{1680} = 4.47 < 4.9, \text{ 满足要求。}$$

3. 承载索重锤行程

最大跨位于1~2号架之间,故按满载客车在此跨中部的状况计算承载索的最大曲线长度。

由表2-9-9查出空承载索时的最大和最小拉力,并用式(2-9-28)求出最大和最小水平拉力,列成表2-9-11:

承载索最小拉力与轮压之比

表 2-9-10

计 算 项 目	下 站 A	1° 支 架		2° 支 架		上 站 B
	右	左	右	左	右	左
满载客车上承载索最小拉力 T_{min} (由表 2-9-9查出)(N)	688399	812491	602550	647310	838403	665122
牵引索附加压力(N)						
$Q'_{1(i)} = \frac{l_{(i)}n_m g_m}{2}$ $Q'_{2(i)} = \frac{l_{(i+1)}n_g q_g}{2}$	11835	7910	16882	11282	7799	5212
轮压 $R' = \frac{1.1(Q_m + Q')}{j}$	7023	6483	(7506) 7717	6947	6468	6112
$\frac{T_{min}}{R'}$	83.78	94.48	(80.28) 78.08	93.18	98.70	108.82

注: 括号内的数值是按轮压不均匀系数1.07求出。需进一步对运行小车结构进行验算, 若满载客车上在该处的轮压不均匀系数 ≤ 1.07 , 则各处之 T_{min}/R' 值都满足 ≥ 80 的要求; 反之若不均匀系数 > 1.07 , 则应将承载索重锤重力增加到815000N, 再重新计算。本例题按取1.07满足要求继续计算。

水 平 拉 力

表 2-9-11

时 间 位 置	重锤—A站口	A—1°架	1—2°架	2°架—B站口
时 间 编 号	1	2	3	4
$H_{1(i)} (N)$	582823	586528	—	608600
$H_{2(i)} (N)$	585139	597795	616286	639174
ΣH_i	—	—	661098	—

注: 表中只求一个 ΣH_i 值, 其值是以 $\Sigma T_D = T'_{1(2)} + 2T'_{2(2)} = 606913 + 2 \times 31380 = 669673$ 代入式(2-9-41)求得拉紧重锤行程按式(2-9-49)求:

$$\begin{aligned} \Delta S_1 &= \frac{920 \times \cos 17.496^\circ}{24 \times 661098^2} \left\{ 3 \times 39240 \cos 17.496^\circ \left[39240 \cos 17.496^\circ + 920 \left(139.3 + 2 \right. \right. \right. \\ &\quad \times \left. \left. \frac{12.263 + 18.35}{2} \right) \right] + 920^2 \left(139.3 + 2 \times \frac{12.263 + 18.35}{2} \right)^2 \right\} + \frac{139.3^2}{24} \left(\frac{10.4^2 \cos 12.5^\circ}{582823^2} \right. \\ &\quad + \frac{645^2 \cos 12.5^\circ}{586528^2} + \frac{425^2 \cos 21.218^\circ}{608600^2} - \frac{10.4^2 \cos 12.5^\circ}{585139^2} - \frac{645^2 \cos 12.5^\circ}{597795^2} - \frac{920^2 \cos 17.496^\circ}{616286^2} \\ &\quad \left. - \frac{425^2 \cos 21.218^\circ}{639174^2} \right) = 2.320 \text{ m} \\ \Delta S_2 &= \frac{1}{1.6 \times 10^5 \times 1680} \left[(582823 - 585139) \frac{10.4}{\cos^2 12.5^\circ} + (586528 - 597795) \frac{645}{\cos^2 12.5^\circ} + (594648 - 616286) \right. \\ &\quad \times \left. \frac{920}{\cos^2 17.496^\circ} + (608600 - 639174) \frac{425}{\cos^2 21.218^\circ} \right] \\ &= -0.168 \text{ m} \\ \Delta S_3 + \Delta S_4 &= [0.000011(30^\circ + 30^\circ) + 0.0007] 2091.852 = 2.845 \text{ m} \\ \Delta S &= 2.320 + 0.168 + 2.845 = 5.331 \text{ m} \end{aligned}$$

为减小此行程, 可改变温差值使 ΔS_3 减小。

9.1.13.4 牵引系统计算

1. 牵引计算

在利用表2-9-8计算成果的基础上进行牵引计算。客车在过支架前后的牵引力以及牵引索在驱动轮出入侧的拉力计算列入表2-9-12中。

表 2-9-12

牵引力计算表

支 编	承 点	点 (x ← → y)	A	1°	2°	B
1	号		1	2	3	4
2						
3	跨 距 $l_{(i)}$ (m)		645	920	425	—
4	高 差 $h_{(i)}$ (m)		143	290	165	—
5	弦 倾 角 $\alpha_{(i)}$ (°)		12.5°	17.496°	21.218°	—
6	承载索拉力 $T_{(i)}$ (N)		608236 (21)	612491 (22)	633833 (21)	647310 (22)
7	反索拉力 $t_{m(i)}$ (N)		30313	32185	35910	38012
8	$\Sigma T_{(i)} = n_0 T_{(i)} + n_m t_{m(i)}$ (N)		—	668862	698203	719130
9	$\Sigma q_n = n_0 q_n + n_m q_m$	$\Sigma q_y = n_0 q_y + n_m q_y$	—	176	176	176
10	$\phi_{x(i)}$	$\phi_{y(i)}$	—	163.326°	163.326°	163.326°
11	$Z'_{(i)} = \frac{Q_n}{n_0} (\sin \phi_{x(i)} + f_0 \cos \phi_{x(i)})$ (N)		—	5.983°	9.289°	16.962°
12	$\Delta q_{(i)} = q_0 t_{m(i)} (h_{(i)} + f_0 l_{(i)})$ (N)		—	2938	3457	8563
13	$t_{q(i)} = t_{m(i)} + Z'_{(i)} + \Delta t_{q(i)}$ (N)		—	44172	47443	44361
14	$t_y = t_{q(i)} (1 + C_D)^C$ (N)		—	44588	47890	44779
15	承载索拉力 $T_{(i)}$ (N)		—	605534 (17)	612491 (22)	632160 (17)
16	$\Sigma T_{(i)} = n_0 T_{(i)} + n_m t_{m(i)}$ (N)		—	667160	676861	696530
17	$\phi_{x(i)}$	$\phi_{y(i)}$	—	6.773°	17.811°	10.028°
18	$Z'_{(i)} = \frac{Q_n}{n_0} (\sin \phi_{x(i)} + f_0 \cos \phi_{x(i)})$ (N)		—	1336	3219	1899
19	$t_{q(i)} = t_{m(i)} + Z'_{(i)} + \Delta t_{q(i)}$ (N)		—	43170	44125	42803
20	$t_y = t_{q(i)} (1 + C_D)^C$ (N)		—	43577	44539	43206

续表

21	下行	承载索拉力 $T_{(i)}$	(N)	—	588399 (36)	623998 (7)	602550 (36)	659871 (7)	638403 (36)	697882 (7)	—
22	下行	尾索拉力 $t'_{b(i)}$	(N)	29745	31380	34767	36712				
23	下行	$\Sigma T_{(i)} = n_s T_{(i)} + n_p t'_{b(i)}$	(N)	—	647889	686758	665310	739405	707937	771306	—
24	下行	$\psi_{r(i)}$	$\psi_{r(i)}$	—	5.771°	18.517°	8.820°	24.805°	18.706°	25.166°	—
25	下行	$Z'_{(i)} = \frac{Q_s}{n_g} (\sin \psi_{r(i)} - f_s \cos \psi_{r(i)})$	(N)	—	1080	5952	2738	7964	5358	8077	—
26	下行	$\Delta t'_{b(i)} = g_{q(i)} - \sum_{j=i+1}^n (h_{j(i)} - f_j f_{j(i)})$	(N)	- 10436	7979	2911	0				
27	下行	$t'_{b(i)} = t'_{b(i)} + Z'_{(i)} + \Delta t'_{b(i)}$	(N)	—	41861	45311	42097	45642	43036	44789	—
28	下行	$t_s = t'_{b(i)} (1 - C_D)^c$	(N)	—	41459	44886	41702	45214	42632	44359	—
29	下行	承载索拉力 $T_{(i)}$	(N)	—	590104 (32)	623998 (7)	604223 (32)	659871 (7)	640027 (32)	697882 (7)	—
30	下行	$\Sigma T_{(i)} = n_s T_{(i)} + n_p t'_{b(i)}$	(N)	—	649594	686758	665983	739405	709561	771306	—
31	下行	$\psi_{r(i)}$	$\psi_{r(i)}$	—	6.617°	17.734°	9.693°	24.093°	17.438°	24.502°	—
32	下行	$Z'_{(i)} = \frac{Q_s}{n_g} (\sin \psi_{r(i)} - f_s \cos \psi_{r(i)})$	(N)	—	1009	2919	1544	3967	2869	4033	—
33	下行	$t'_{b(i)} = t'_{b(i)} + Z'_{(i)} + \Delta t'_{b(i)}$	(N)	—	41180	42278	40903	41845	40547	40745	—
34	下行	$t_b = t'_{b(i)} (1 - C_D)^c$	(N)	—	40794	41862	40519	41254	40167	40363	—

注: 1. 表中第 6、15、21、29 栏的承载索拉力 $T_{(i)}$ 值直接取表 2-9-8, 在每个拉力数值下标注的括号内数字, 表示其在表 2-9-8 中的栏号。2. 尾索拉力 $t'_{b(i)}$ 取自表 2-9-8 第 12 栏, $t'_{b(i)}$ 取自该表第 27 栏。3. 客车在支绳一侧的爬绳角计算式为: $\psi_{r(i)} = \alpha_{(i)} + \sin^{-1} \frac{f_{(i)} \Sigma g_{(i)} + Q \cos \alpha_{(i)}}{2 \Sigma T_{g(i)}}$ $\psi_{r(i)} = \alpha_{(i+1)} - \sin^{-1} \frac{f_{(i+1)} \Sigma g_{(i)} + Q \cos \alpha_{(i+1)}}{2 \Sigma T_{g(i)}}$ 4. $C_D = 0.0047$, $C = 2$ 。

为表示驱动轮处牵引索拉力变化, 以 $2l_1$ 和 $2l_2$ 为纵坐标, 以行程 L 为横坐标作直线图, 如图2-9-21示。

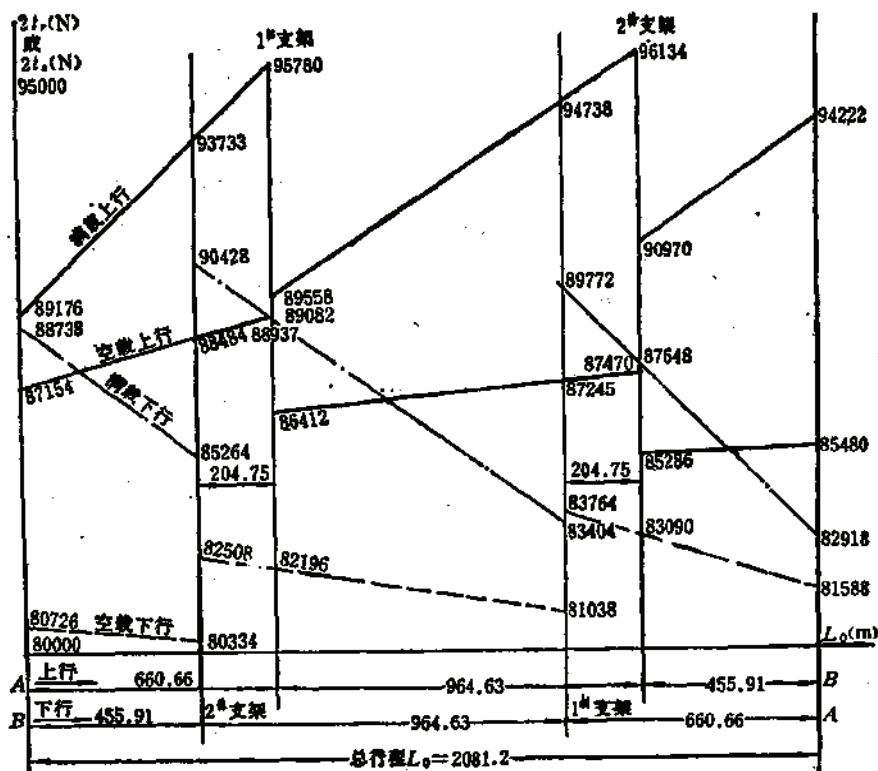


图 2-9-21 驱动轮处牵引索拉力变化图

2. 牵引索和尾索的安全校核

1) 牵引索安全系数

由表2-9-12查出, 当上行满载客车行驶至2号支架左侧时牵引索拉力最大, 其值为48087N。客车在此处停车再启动的惯性力为:

$$J_s = \frac{0.3}{9.81} \left[\frac{39240}{2} + 12.263 \left(\frac{10.4}{\cos 12.5^\circ} + \frac{645}{\cos 12.5^\circ} + \frac{920}{\cos 17.496^\circ} \right) + 18.35 \frac{425}{\cos 21.218^\circ} + 8532 \right] \\ = 1577 \text{ N}$$

考虑惯性力后牵引索的安全系数为:

$$n = \frac{280568}{48087 + 1577} = 5.65 > 5.5, \text{ 满足要求}$$

当上行客车行近2号支架时, 若有一根牵引索断, 另一根牵引索承受的最大静拉力(查表2-9-12)

有:

两根尾索拉力: $2 \times 35910 = 71820 \text{ N}$,

满载客车的牵引力: $2 \times 8563 = 17126 \text{ N}$,

牵引索的重力分为: 3145N,

计及上站导向轮阻力后的拉力总值为,

$$(71820 + 17126 + 3145)(1 + 0.0047)^2 = 92959\text{N}$$

此时牵引索静载安全系数为,

$$n = \frac{280586}{92959} = 3.02 > 3, \text{ 满足要求.}$$

此时的动载安全系数不得小于 2, 但动载计算相当繁琐, 从略。

2) 尾索安全系数

由表 2-9-12 查出, 上行客车接近上站时尾索拉力最大, 为 38012N。

按客车在上站附近停车再启动来计算尾索的惯性力,

$$J_w = \frac{0.3}{9.81} \left[12.263 \left(\frac{10.4}{\cos 12.5^\circ} + \frac{645}{\cos 12.5^\circ} + \frac{920}{\cos 17.496^\circ} + \frac{425}{\cos 21.218^\circ} \right) + \frac{3532}{2} \right]$$

$$= 838\text{N}$$

计及惯性力后的尾索安全系数为,

$$n = \frac{187371}{38012 + 838} = 4.82 > 4.5, \text{ 满足要求.}$$

3. 牵引索拉力差和圆周力

为简化计算, 忽略驱动轮处牵引索的刚性阻力和轴承阻力, 取驱动轮入边和出边牵引索拉力之差为圆周力, 也就是在图 2-9-21 中将相同横坐标上的拉力值相减得,

$$P = 2t_1 - 2t_2$$

为表示圆周力的变化, 以 P 为纵坐标、行程 L 为横坐标, 将各种负载组合下的圆周力示于图 2-9-22 中。

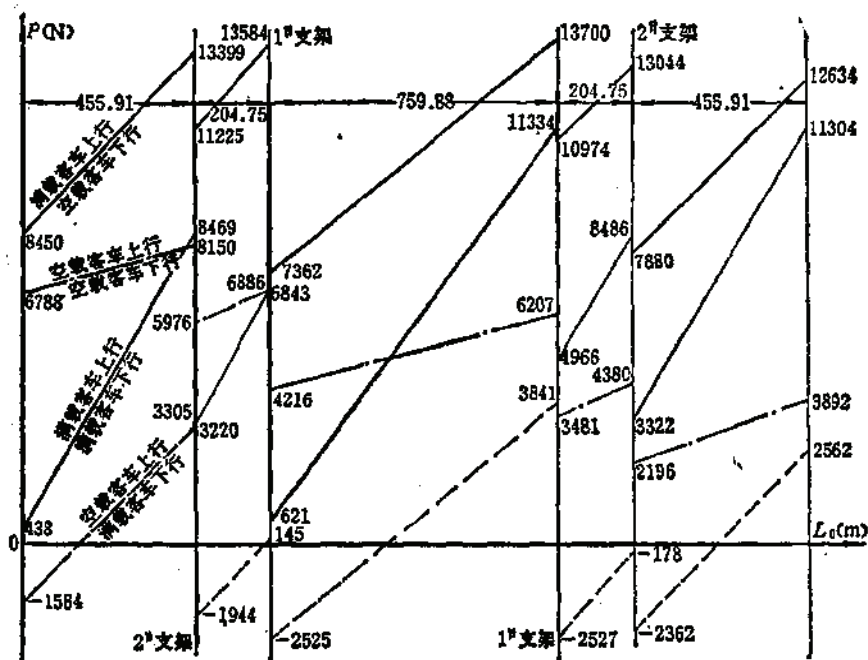


图 2-9-22 各种负载下的圆周力图

由图2-9-22中看出,满载客车上行和空载客车上行时的圆周力图线最高。为求出满足最大负载下的电动机功率,以P为纵坐标、运行时间(将各阶段的运行行程换算为运行时间)为横坐标,将此时的圆周力图线绘于图2-9-23中,同时在图中附上表示各阶段客车运行情况的速度图。

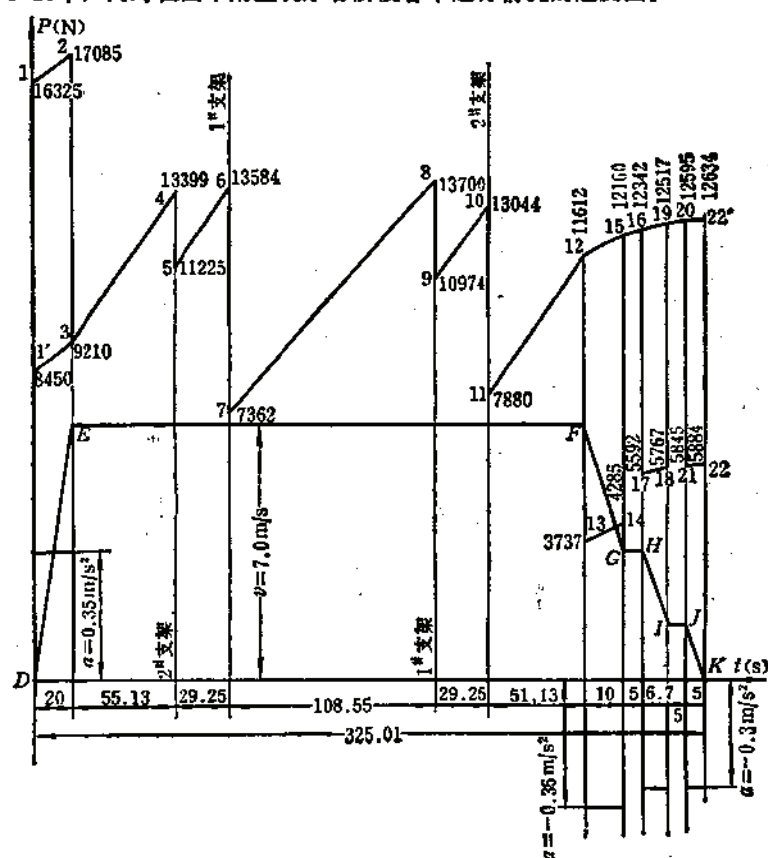


图 2-9-23 速度图和最大负载时的圆周力图

图中, D—E—F—G—H—I—J—K 是速度图线; 1'—3—4—5—6—7—8—9—10—11—12—15—16—19—20—22' 是静圆周力图线; 1—2—3—4—5—6—7—8—9—10—11—12—13—14—15—16—17—18—19—20—21—22 是计及了正常启动加速和进站减速运行时惯性力的动圆周力图。

非等速阶段的惯性力计算如下:

运动系统的折算质量为:

$$m = \frac{1}{9.81} \left[39240 + 20111 + (2 \times 12.263 + 2 \times 18.35) \left(\frac{10.4}{\cos 12.5^\circ} + \frac{645}{\cos 12.5^\circ} + \frac{920}{\cos 17.496^\circ} + \frac{425}{\cos 21.218^\circ} \right) + 0.6 \times 23544 + 19169 \right] \\ = 22500 \text{ kg}$$

正常启动时的惯性力:

$$22500 \times 0.35 = 7875 \text{ N}$$

图中, 1' 点为 8450 N, 1 点为 7875 + 8450 = 16325 N, 3 点为 9210 N, 2 点为 7875 + 9210 = 17085 N。

第一次减速时的惯性力为:

$$22500 \times (-0.35) = -7875 \text{ N}$$

图中, 12点为11612N, 13点为11612-7875=3737N, 15点为12160N, 14点为12160-7875=4285N。

第二次和第三次减速时的惯性力为:

$$22500 \times (-0.3) = -6750 \text{ N}$$

图中, 16点为12342N, 17点为12342-6750=5592N, 19点为12517N, 18点为12517-6750=5767N, 20点为12595N, 21点为12595-6750=5845N, 22'点为12634N, 22点为12634-6750=5884N。

根据以上计算, 再求等效圆周力如下:

公式(2-9-69)中之根号内的分子值:

$$\sum_{i=1}^n \int_{t_{i-1}}^{t_i} P_{i2} dt = \sum_{i=1}^n \left[\frac{(P_{i-1}) + P_{(i-1)} P_{(i)} + P_{(i)})}{3} \Delta t_{(i)} \right]$$

$$= 40856583000$$

根号内的分母值:

$$\sum_{i=1}^n (a_{(i)} \Delta t_{(i)}) + \frac{\theta}{3} = \frac{1}{2} (20) + 55.13 + 29.25 + 108.55 + 29.25 + 51.13$$

$$+ \frac{1}{2} (10 + 5 + 6.7 + 5 + 5) + \frac{55}{3} = 317.49\text{s}$$

故等效圆周力为:

$$P_z = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n \int_{t_{i-1}}^{t_i} P_{i2} dt}{\sum_{i=1}^n (a_{(i)} \Delta t_{(i)}) + \frac{\theta}{3}}}$$

$$= \sqrt{\frac{40856583000}{317.49}} = 11344 \text{ N}$$

4. 电动机功率计算及校验

1) 等效功率

$$N_z = \frac{11344 \times 7}{1000 \times 0.85} = 93.42 \text{ kW}$$

2) 选取电动机

选用125kW直流电动机, 最大过载系数为2.0。

3) 电动机的额定出力

$$P = \frac{125 \times 1000 \times 0.85}{7} = 15179 \text{ N}$$

4) 校验过载系数

(1) 按圆周力图

由图2-9-23和图2-9-22查得:

正常运行启动下加速末时的圆周力为17085N此时电动机过载系数为:

$$\gamma = \frac{17085}{15179} = 1.126 < 2 \times 0.7, \text{ 满足要求}$$

(2) 按中途最不利情况停车再启动

当下行空载客车行驶至1号支架、上行满载客车行驶至距2号支架行程为204.75m时, 静载圆周力为13700N, 若下行空载客车因故在1号支架前停车, 然后再以0.3m/s²的加速度加速到接7m/s速度通过1号支架时, 圆周力为

$$13700 + 0.3 \times 22500 = 20450 \text{ N}$$

此时电动机的过载系数为

$$\gamma = \frac{20450}{15179} = 1.35 < 2.0 \times 0.7, \text{ 满足要求。}$$

5. 驱动轮防滑验算

对电动机过载能力检验(2)的相同条件验算驱动轮的防滑能力,

由图2-9-21查得,下行空载客车运行到1号支架时驱动轮出侧牵引索拉力 $t_1 = \frac{81038}{2} \text{ N}$, 相应位置上
行满载客车运行到距2号支架行程204.75m时驱动轮入侧牵引索拉力 $t_2 = \frac{94738}{2} \text{ N}$ 。

此时上行满载侧单根牵引索的惯性力,

$$J_1 = \frac{10.3}{9.81} \left[12.263 \left(\frac{10.4}{\cos 12.5^\circ} + \frac{645}{\cos 12.5^\circ} + \frac{920}{\cos 17.496^\circ} - 204.75 \right) + 18.35 (204.75 + \frac{425}{\cos 21.218^\circ}) + 39240 + \frac{0.6 \times 23544}{4} \right] = 2214 \text{ N}$$

下行空载侧单根牵引索的惯性力,

$$J_2 = \frac{10.3}{9.81} \left[12.263 \left(\frac{10.4}{\cos 12.5^\circ} + \frac{645}{\cos 12.5^\circ} \right) + 18.35 \left(\frac{920}{\cos 17.496^\circ} + \frac{425}{\cos 21.218^\circ} \right) + 20111 + \frac{0.6 \times 23544}{4} \right] = 1772 \text{ N}$$

防滑安全系数为,

$$\frac{\left(\frac{81038}{2} - 1772 \right) (e^{0.015} - 1)}{\left(\frac{94738}{2} + 2214 \right) - \left(\frac{81038}{2} - 1772 \right)} = 2.34 > 1.25, \text{ 满足要求。}$$

9.2 双线循环式客运索道

9.2.1 吊舱式客运索道

带自动抱索器封闭客车(容量4人或6人)的双线循环式客运索道称为双线吊舱式索道。双线吊舱式索道通常用于大跨距线路,它与单线吊舱式索道相比系统较复杂笨重,投资高,维护检修量较大。近年来,由于单线吊舱式索道的发展,双线吊舱式索道已经很少采用。在结构原理和侧型配置的基本原则方面,它与双线循环式货运索道相类似;但在客车、抱索器结构、站房机械化、自动化装备等方面,它又与单线吊舱式客运索道相类似。

双线循环式吊舱索道一般采用四轮运行小车的客车,在小车上装有两个抱索器。每个抱索器应具有两倍的挂结安全系数,即两个抱索器所造成的摩擦力,应等于线路最大爬坡角处满载客车沿钢绳下滑力的4倍。

客车采用杠杆式弹簧抱索器或螺旋式弹簧抱索器。为工作安全起见,对抱索器的挂结和脱开必须进行如下监控:

- (1) 抱索器钳口作用在钢绳上的压力,防止夹紧力过大或过小;
- (2) 挂结时钢绳在钳口中的位置,防止空抱或抱合不良(半抱);
- (3) 脱开时钢绳是否从钳口中完全脱出。

在上述监控过程中,如出现不正常情况应能自动停止索道运行。为适应这种事故停车,

在挂结器后的站内扁轨上应留出足够长度的上坡直线区段，以便于让未挂结或挂结不正确的客车，在索道制动过程中还来不及出站；在脱开器后的扁轨上，应留出与钢绳平行的直线区段，其长度不小于索道的制动距离。对于这个制动距离，应定期细致校验。

杠杆式弹簧抱索器示于图2-9-24和图2-9-25。鉴于钢绳是水平地导入平板式抱索器钳口，在脱开器后和挂结器前的一段扁轨，应具有水平曲线段。用四个压缩弹簧构成的组合弹簧，通过平衡杆8作用在可动钳口板5的杠杆上，把导入可动钳口板和固定钳口板之间的钢绳夹紧。由于弹簧的有效圈数多（近24圈）、有效行程小、抱索器夹紧和松开时的弹簧工作载荷差不大，因此有一个弹簧圈坏了对整组弹簧力量的减弱也是极少的。

脱开曲轨11压在可动钳口杠杆的滚轮6上，抱索器钳口便张开。在客车挂结开始之前，根据作用在滚轮上的压力 N ，利用与机械阻车器闭锁的弹簧测力计检查抱索器。如果压力 N 小于计算值，它不足以使测力计曲轨上移，则该曲轨将使可动钳口杠杆下降并作用在限位开关上，同时用阻车器将客车停下来。

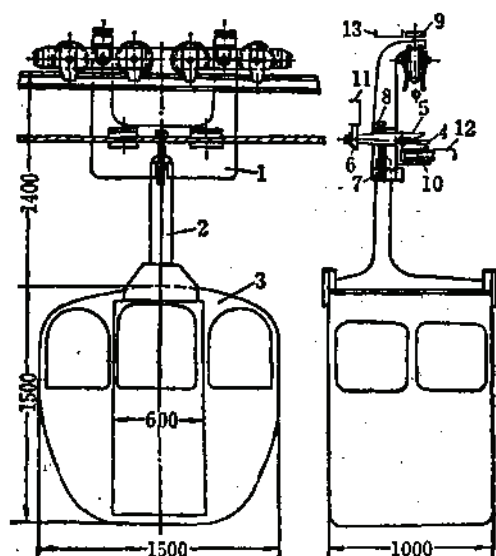


图 2-9-24 带杠杆式弹簧抱索器的双线吊舱式索道客车

- 1—运行小车；2—吊架；3—四座位客车厢；
4—固定钳口板；5—可动钳口板；6—滚轮；
7—弹簧；8—平衡杆；9、10—导向滚轮；11—
脱开曲轨；12、13—导向曲轨

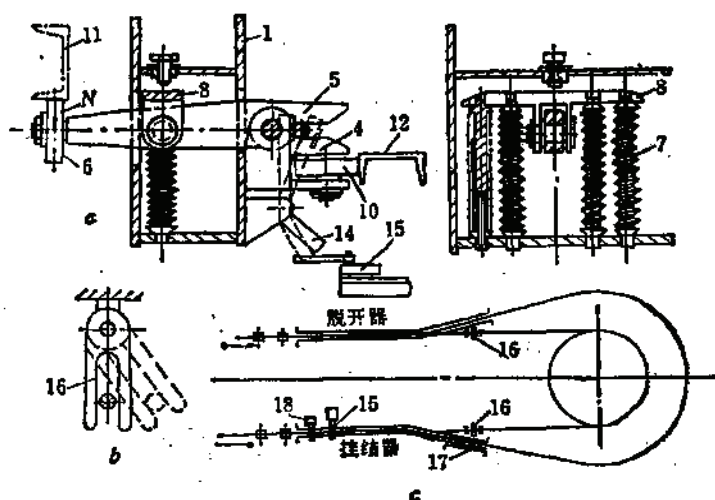


图 2-9-25 杠杆式弹簧抱索器及监控装置

a—抱索器总图；b—监测杠杆；c—站内监控装置配置图

1~13—见图2-9-24；14—监测杠杆；15—限位开关；16—摆动监测叉杆；17—弹簧测力计；18—检查钳口中有无钢绳的监测杆

客车通过挂结器使抱索器抱紧后,利用安装在两个抱索器间的可摆动监测杆14来检查钢绳在抱索器中的位置。如果钢绳没有完全进入钳口,则钢绳未能将杆14从自重平衡状态推到正常位置而作用在限位开关上。在这之后进行最后一项也就是钳口中是否有钢绳的检查,这种检查可通过监测脱离滚轮6的高度反映出来。如果钢绳在钳口外和抱索器接触(靠摩擦也可能带着客车运行),空抱索状的滚轮6要比正常抱索状的高。监测杆18可使限位开关动作。

客车通过脱开器使抱索器钳口张开后,利用摆动监测叉杆16检查钢绳是否从钳口中脱出。如果客车通过脱开区段的水平曲线尚未将钢绳脱出,牵引索向侧边偏斜而使叉杆16摆动,限位开关便动作。

为了监测钢绳位置,在挂结器之前也安装摆动监测叉杆。

图2-9-26为用齿条传动的螺旋式弹簧抱索器,在螺杆轴上有一个小齿轮。当小齿轮与固定安装的齿条接触时,齿条推动小齿轮转动。在挂结区段齿条位于牵引索之下,而在脱开区段则位于钢绳之上。抱索钳口中的一块钳口板是平的,另一块是有楔形槽的并带碟形弹簧。保证钢绳断面有三点与钳口接触的好处是:钢绳在钳口中的位置稳定;钢绳直径变化也有足够的夹紧力。

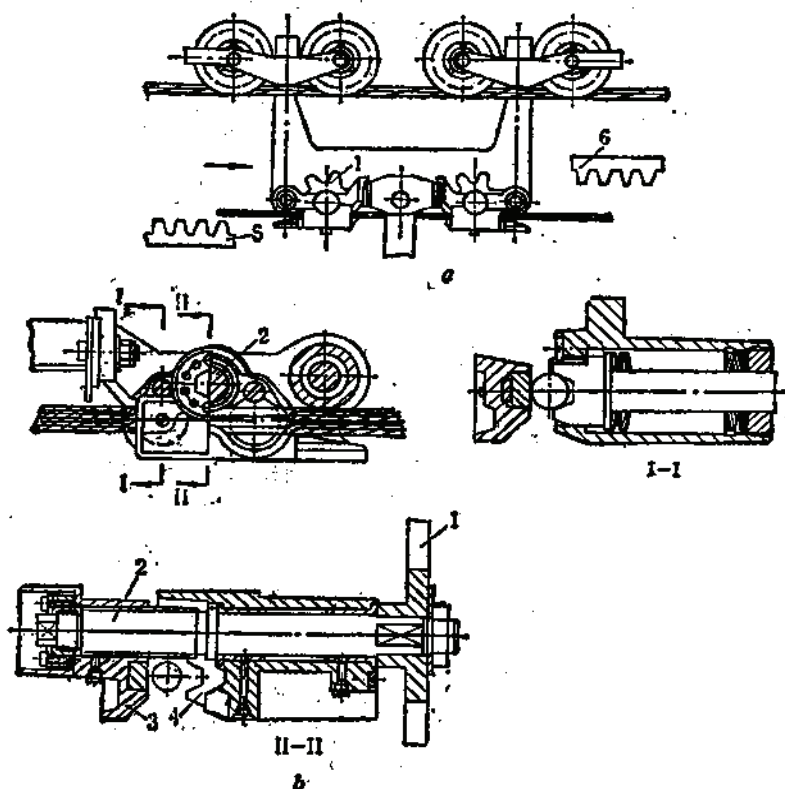


图 2-9-26 由齿轮传动的螺旋式弹簧抱索器

a—行车小车总图; b—抱索器

1—小齿轮; 2—轴; 3、4—螺母-钳口板; 5—挂结齿条; 6—脱离齿条

客车通过挂结器时,小齿轮沿着齿条滚动,夹紧力便逐渐增大(其增大与客车运行速度无关)到齿条端部达到最大值,相应地作用在齿条上的压力 N 也增大到最大值。该压力可用以检测钢绳和夹钳的摩擦力,为此将齿条支承在铰杆3上(图2-9-27),并使齿条有可能纵向移位。与齿条并列安装着监测齿间压力的弹簧5,是具有双向活塞12和节流阀6的油缸缓冲器的组成部分。弹簧装在油缸8里面,并可从外面整定其压力。齿条通过角杆4顶在活塞杆头部。

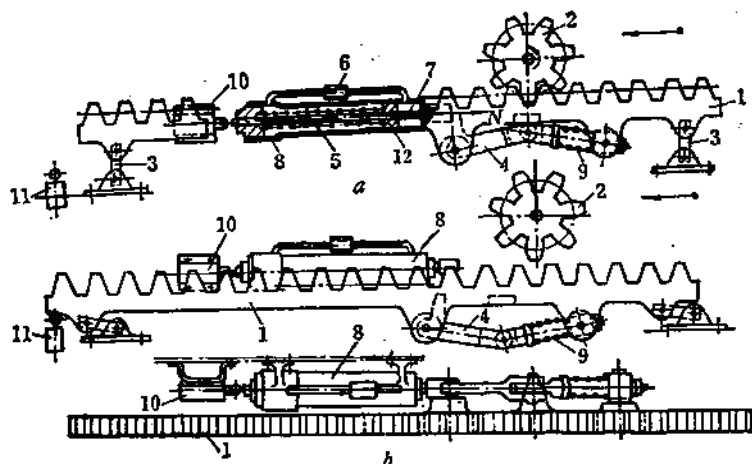


图 2-9-27 螺旋式弹簧抱索器的齿条压力限制器

a—工作状态; b—过载状态

1—齿条; 2—小齿轮; 3—铰杆; 4—角杆; 5—弹簧; 6—节流阀; 7—活塞杆; 8—液压缸; 9—带弹簧杆;
10、11—限位开关

齿间压力刚好达到整定值时,活塞杆克服弹簧力收缩,以另一端作用在限位开关10上。控制客车靠近齿条的时间继电器连接在开关线路中。如果经过给定时间开关来不及作用在时间继电器上,说明抱紧力不足,索道便自动停车。

对于如钢绳偶然卡在钳口板刚性壳体中的急剧过载,为消除其危险,装置中还设有齿间压力限制器。与齿条角杆相联的弹簧杠杆系统就起压力限制作用。角杆支承在液压油缸活塞杆的头部。工作状态时(图2-9-27, a)弹簧9将角杆4支持在最高位置。如果齿间压力增大到既定值(为计算值的两倍),则角杆通过死点向下转动,使角杆4与活塞杆7脱离接触,此时齿条下降,碰限位开关11,并与抱索器的小齿轮脱离啮合(图2-9-27, b)。

9.2.2 间歇运行双线循环式客运索道

第一条四座的客车组间歇运行的瓦列布兰司双线客运索道,1958年建于法国莎莫尼地区。这条非常复杂的高山线路约5 km,要通过2.8 km长的不能建支架的冰川区段。因此把往复式索道的集中载荷变成三辆客车一组的循环式索道的均布载荷系统。其特点是:每组客车相距800 m,全线共有12组客车,同一时间在两个端站和一个中间站上各有一组客车靠站。运行速度5.5 m/s。每组客车到站都要停顿,以便乘客上下车,然后再启动运行。在冰川上空敷设一个悬吊式支架,该支架依托在用三个固定在线路两侧山峰跨度为300 m的横向钢绳上。

还有两条现代化的间歇运行的双线循环客运索道建于法国（为联邦德国鲍利格—革科里—布雷赫尔特公司所建）。其中一条在格列诺布里亚区，长度2.5km，高差955m，有5跨，6m索距，采用6组车组，每组5辆客车。客车容量6人，组内客车间距3.5m。客车运行小车具有两个合成材料制成的车轮，一个抱索器。一组车进站时，驱动器速度自动从6.5m/s的额定值下降到0.6m/s，乘客可在这样的低速下上下车。当一组车的最后一个车通过关门机构以后，牵引速度又增大到额定值。这种索道与客车摘钩的索道相比投资急剧减小而通过能力也达到每小时500人。

那种具有多座位客车，在站内停车后并在牵引索不动情况下，进行摘钩挂钩和完成上下车作业的重型双线循环式索道，也属间歇循环式客运索道。这样一条索道曾在大阪世界博览会上展出过，容量15人可转动的球形客车沿着线路行驶。

第十章 单线客运索道

责任编辑单位 昆明有色冶金设计研究院

参加编写单位 鞍山黑色冶金矿山设计研究院

编写人 杜悉禄 王世华

10.1 单线客运索道特点和有关规定

10.1.1 单线客运索道特点

单线客运索道主要分为循环式和往复式两种，还有单线间歇循环式，但应用很少。

单线间歇循环式索道的设计要求可参照单线循环式和单线往复式的有关部分，本章不另作论述。

单线客运索道的特点：

(1) 单线索道只有一条钢丝绳，既作承载索之用，又作牵引索之用。从索系上来看，它是一种最简单的索道，其安全度较高。

(2) 单线索道钢绳拉力比双线往复式索道小，约为其 $1/7 \sim 1/5$ ，因此，土建结构受力小，建筑工程量少。设备少，约为其 $1/3$ 。基建投资少，约为其 $1/8 \sim 1/4$ （以运输能力和运输距离的乘积相等为比较前提）。

(3) 运输能力不受运输长度的限制，运输能力大，在一般情况下，吊椅式索道的单向小时运输能力为 $300 \sim 1000$ 人，吊舱式索道为 $1000 \sim 2800$ 人。

(4) 这种索道建设周期短，经营费用低，经济效益好，一般可在 $2 \sim 3$ 年内返本。

(5) 单线索道发展速度快，建成条数多，在全世界客运索道总数中，约占90%的比例。

10.1.2 有关规定

10.1.2.1 风雪荷载

当索道运行时，对于敞开式（如吊椅）或半封闭式客车，基本风压值取 $P_0 = 100 \text{ Pa}$ ；全封闭式客车（如吊舱），基本风压值取 $P_0 = 200 \text{ Pa}$ 。

当索道停运时，其基本风压值应根据索道建设地区的风压计算，一般可取 $P_0 = 800 \sim 1200 \text{ Pa}$ 。基本风压 P_0 ，系以一般空旷平坦地面、高地10米高统计得的30年一遇10分钟平均最大风速 v （m/s）为标准，一般按 $P_0 = v^2/16$ 确定。因此作用在索道构筑物表面上的风荷载要考虑风压高度变化系数，风载体型系数和基本风压调整系数，上述系数按《工业与

民用建筑结构荷载规范》(TJ9—74)选取。如索道建设在大风地区,应以实测最大风速计算风荷载。

计算钢绳的风力时,对于大跨度暴露于风力作用的长度通常小于跨间实际长度,基本

风压应乘以表2-10-1中的调整系数。

计算钢绳表面积时应计入体型系数 $C = 1.1 \sim 1.2$ 。客车的体型系数应根据客车的结构形式计算确定。

索道线路受风区,应安装电传风速风向仪,以便让索道司机能随时获得必需的风力资料。

基本雪压 S_0 系以一般空旷平坦地面上统计得30年一遇最大积雪重力为标准而确定

跨 度 L (m)	调 整 系 数
≤ 150	1.0
300	0.8
450	0.7

注:中间值按插入法计算。

的。它应按《工业与民用建筑结构荷载规范》的规定采用。

在冰冻地区,应根据实测资料,计入冰凌冻结所受的附加载荷。考虑冰冻荷载时,雪荷载可以不予考虑。

10.1.2.2 动力、信号、通讯、照明与防雷

1. 供电

根据客运索道特点,供电应按一级负荷设计,要求外部供电电源线路采用两回路作为工作电源。当某一回路电源停电或发生故障时,能自动地接通另一回路电源并立即投入工作。如果索道所在地区供电等级高,确能保证正常供电时可考虑一回路电源作为工作电源,但须配备紧急事故电源,如柴油发电机供电。如索道所在地区供电质量较差,除采用双回供电外,还应考虑有紧急事故电源。紧急事故电源的容量一般按慢速运行条件考虑。

2. 电控

对于循环式客运索道,线路载荷比较均匀,运行速度一般都比较恒定,常为 $1 \sim 3\text{m/s}$ 速度连续运行,主传动装置可选用特性好的交流电动机。如有特殊要求应选直流电动机拖动。而对于单线往复式索道,往往选直流电动机拖动,以便满足调速性能的要求。

索道运行应有人工控制、远距离控制和自动控制三种方式。索道沿线和站内所有的安全监控设施应设置在单独的电路路上,并在控制台上显示出各自的功能。这样,当某一安全设施或信号发生故障时,能使索道自动停止运行,同时能显示发生故障的部位,各种安全设施和信号装置能自动或人工恢复至原位。以便使索道恢复运行。

索道在自动控制运行时,应具有下述功能:

- (1) 能按规定的速度、车距运行,也可以按变化的速度或车距运行;
- (2) 协调主传动装置与其它相关设备(如加减速器、推车机和发车装置等)的运行;
- (3) 主传动与各安全监控装置之间联锁、协调;
- (4) 当运行中遇有下述故障时能立即停止索道运行:主电机短路;超速10%(按设计名义速度);在既定的运行阶段内过流10%;欠压20%;驱动机制动、润滑系统的油压、油温超过允许值;尾部拉紧装置的行程超过允许值;线路风速超过允许值;安全回路中,某一安全监控装置动作;信号、通讯失灵等。

3. 通讯

(1) 索道站房与站房之间应有电话联系, 还应设置一套辅助通讯系统, 以确保在电话系统发生故障时使用, 至少有一索道站房应与地区公共电话系统沟通。

(2) 应配有对讲机, 供工作人员检修钢绳, 观察线路运行和营救工作时使用。

(3) 应设置扩音广播系统, 供工作人员把运行中出现的异常情况告诉乘客。

(4) 各站内应设有专用音响信号装置(如启动开车、制动停车、紧急事故信号等)。

4. 防雷接地

索道站房、线路支架、钢丝绳、机械设备及所有金属部分均应直接接地, 并应定期检查接地电阻数值, 确保防雷可靠。

其冲击接地电阻数值要求如下:

索道站房 $< 4 \Omega$;

机械设备、钢丝绳和站内金属构件 $< 4 \Omega$, 并注意联线的可靠程度及均压;

线路支架; 必须小于 30Ω , 最好小于 $10 \sim 20 \Omega$ 。

5. 站内照明

各站内主要设备及主要通道处应设有不小于 30 勒克斯照度的照明系统, 如要求索道在夜间运行, 站房、站口和线路沿线要设有适宜的照明系统, 确保索道安全运行和营救乘客。同时每个站房均应设置事故照明系统。

10.1.2.3 安全要求和营救

客运索道的每一项设计、加工制造、施工安装操作维护管理都应符合有关规程规范的要求。

(1) 单线客运索道仅有一条牵引索, 因此, 要确保牵引索的正确使用。在设计选型上, 结构选择合理, 安全系数足够; 通过各驱动、导向滑轮的轮径, 丝径比值符合设计规范要求。在使用中, 经常检查, 定期用仪器探伤, 查看整条钢绳是否有断丝状况, 分析断丝部位及计算断丝数量, 按报废标准确定是否更换整条钢丝绳。

(2) 客车能准确进站出站, 无任何干涉情况出现。特别是对于采用活动式抱索器的索道, 必须采用一些功能齐全、作用不同的监控装置, 确保抱索器在站内可靠地挂结和脱开, 即抱索器在出站抱索时, 要使其抱索状态好, 抱索牢固, 有足够的夹持力, 使抗滑安全系数符合规范要求; 在进站脱索时, 要求抱索器在所要求的位置准确可靠地脱离牵引索; 尚需检查客车进出站时, 车门有无异常, 是否按既定车距发车等。当上述某一安全装置有异常时, 应都能导致索道自动停止运行。

(3) 客车在线路上不掉绳, 不掉车, 能顺利通过各支架。在进行线路设计时, 要考虑在不利运行条件下, 牵引索在每座支架索轮组上的靠贴力不低于规定值。同时要采取保证牵引索不离开索轮槽的措施, 设置绳索防偏装置和电气信号装置, 使之构成一独立的安全电控线路, 如某一安全装置异常, 能立即停止索道运行。

(4) 营救设施周全。影响索道停止运行的原因主要有: 停电、机械设备发生故障(包括驱动装置, 尾部拉紧装置, 索轮组和导向轮等)、牵引索跑偏或掉绳、进出站口系统有异常等。根据上述情况, 可分别采取不同的营救方法。这里介绍两种类型的情况:

第一种情况: 当外部供电回路电源停电, 或主电机控制系统发生故障时, 应开启备用电源, 如柴油发电机组来供电, 借辅助电机以慢速将客车拉回站内。

第二种情况: 当机械设备、站口系统、牵引索等发生重大故障导致索道不可能继续运

行时,必须采用最简单的方法,在最短的时间内将乘客从客车内撤离到地面。撤离的方法取决于索道的类型、地形特征、气候条件、客车离地高度。配备适宜的营救设施,如绞车、梯子、救护袋等。在营救工作中,营救工作时间应尽可能短,一般应少于三小时,按此来配备营救设备和营救人员的数量。同时,应根据线路地形特点,将营救设备放在有关支架附近的工具箱内,便于营救时使用。

对于吊椅式索道,由于索道侧型几乎与地形坡度一致,客车离地的高度不大(一般都控制在8m以内),在进行营救工作时,往往采取图2-10-1所示的营救系统,将尾部拉紧装置的滑轮组系统2的绞车4放松,降低吊椅的离地高度,并辅助以地面梯子、救护安全带(袋)来撤离乘客。

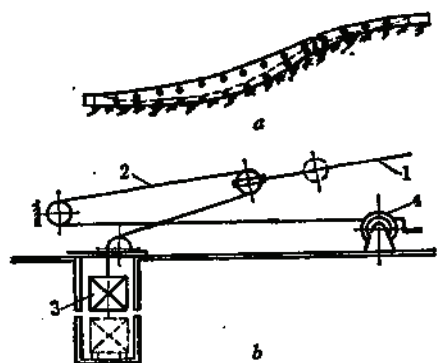


图 2-10-1 吊椅式索道营救示意图

a—全貌 b—放松系统
1—牵引索; 2—滑轮组; 3—拉紧重锤; 4—绞车

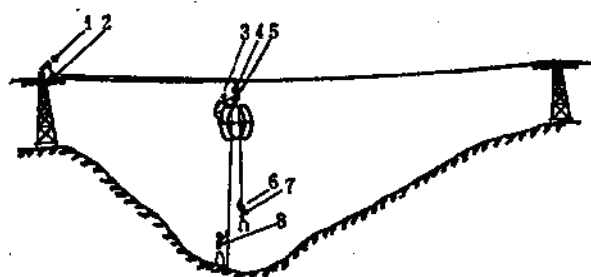


图 2-10-2 吊舱式索道营救示意图

1—营救队员甲; 2—水平绞车; 3—营救队员乙; 4—支承架;
5—垂直绞车; 6—被营救人; 7—救护带; 8—营救队员丙

对于吊舱式索道,客车离地高度较吊椅式索道大一些。因此,吊椅式索道的营救方法一般不适用,可采用图2-10-2所示的方法;

营救队员乙借助于轻便水平绞车2沿有自滑坡度的牵引索从距客车最近的支架滑下,而另一名营救队员甲在支架上。操作水平绞车,控制下滑速度。营救队员乙滑至吊舱顶部,开启车门,进入车厢内,放下绳索,由地面上的营救队员丙将地面上的垂直绞车5、支承架4、救护袋(带)7等设施提升至吊舱顶部(或吊舱内),营救队员乙安装好支承架4于舱顶吊杆或舱内立柱上,绳索一端通过支承架上的垂直绞车下放至地面,另一端将被营救人6系好救护袋(带)而缓慢放至地面。

10.2 牵引索及其设备选择

10.2.1 结构的选用

单线客运索道的牵引索,应选用表层钢丝较粗、耐磨,表面平滑,强度高,韧性好,容易编接的线接触、同向捻、带纤维芯的钢丝绳。一般常选用的结构有6X(19), 6T(25), 6XW(36), 公称抗拉强度一般选取1520~1820 MPa,同时推荐采用镀锌钢丝绳。

① 目前国内钢丝绳产品尚无1820MPa公称抗拉强度的产品。

10.2.2 牵引索的最小拉力

牵引索的最小拉力,要根据抱索器所承受的横向载荷来确定。

(1) 对于采用单钳口固定式抱索器的索道,其最小拉力应不小于重车重力的20倍。如客车上带双钳口的抱索器,两个钳口的间距小于牵引索直径的20倍时,只能按单一钳口考虑。

采用双钳口固定式抱索器时,两个钳口的间距须大于牵引索直径的20倍,每个钳口上承受的重力不能超过钢丝绳最小拉力的1/24。即最小拉力应不小于重车重力的12倍。此时,还要考虑每个钳口上承受的重力(N)和牵引索的金属断面积(mm^2)之比不得超过8.0。

(2) 对于采用活动式抱索器的索道,其最小拉力应满足:钳口载荷与钢丝绳最小拉力的比值同钳口载荷与钢丝绳的金属断面积的比值的乘积不得超过1.5MPa。如配有两个钳口,但其间距小于牵引索直径的15倍时,仍按单一钳口计算;如距离等于或大于牵引索直径的15倍时,则按两个钳口考虑,每个钳口载荷取重车重力的0.6倍。

10.2.3 牵引索的安全系数

牵引索必须用重锤来保持恒定的拉力。在选择时,要根据预选进行修正,并使牵引索的实际破断拉力大于最大使用拉力的5倍。

$$\text{拉伸安全系数} \quad n = \frac{T_F}{T_{\max}} > 5.0 \quad (2-10-1)$$

复合安全系数

$$\frac{\sigma_s}{\sigma_t + \sigma_b} > 4.0, \text{ 而 } \frac{\sigma_s}{\sigma_t} > 5.0 \quad (2-10-2)$$

$$\sigma_t = \frac{T_{\max}}{F}$$

$$\sigma_b = E \frac{\delta}{D}$$

式中 T_F ——牵引索的破断拉力, N ;

$T_{\max}$ ——最大使用拉力, N ;

σ_s ——牵引索的公称抗拉强度, MPa ;

σ_t ——最大拉伸应力, MPa ;

F ——牵引索的金属断面积, mm^2 ;

σ_b ——最大弯曲应力, MPa ;

E ——钢绳的弹性模数, MPa ;

δ ——牵引索表层丝直径, mm ;

D ——滑轮直径, mm 。

计算最大拉力时,应计入:重锤重力、线路均布载荷、拉紧装置的摩擦阻力、导向轮摩擦阻力和客车在线路索轮组上的运行阻力。计算最大拉力时,不计入惯性力。

10.2.4 有关设备选择

(1) 采用固定式抱索器的索道,驱动轮和尾部游轮的直径不得小于牵引索直径的

100倍和其表层丝径的1000倍；采用活动式抱索器的索道，驱动轮和尾部游轮的直径不得小于牵引索直径的80倍和其表层丝径的800倍。

(2) 牵引索的拉紧索导向轮直径不得小于拉紧索直径的40倍和其表层丝径的600倍。

(3) 拉紧索具套环直径不得小于拉紧索直径的20倍。

(4) 所有的导向轮均须设置柔软材料轮衬。各种包角的导向轮的直径按下表确定。

导向轮直径与钢丝绳直径的比值

表 2-10-2

名 称	包 角	导向轮直径与钢丝绳直径的比值
牵 引 索	小于4°	不小于12
牵 引 索	5~10°	不小于20
牵 引 索	10~20°	不小于40
牵 引 索	大于20°	不小于60
牵 引 索	大于40°	不小于80
牵引索的拉紧索	~180	不小于40

当包角小于20°时，除了遵照上表的规定外，导向轮的直径（mm），不得小于作用在导向轮上的径向载荷的1/10（N）。

作用在导向轮上的径向载荷为：

$$R = 2t \sin \frac{\alpha}{2} \quad (2-10-3)$$

式中 R ——导向轮上的径向载荷，N；

t ——钢丝绳的拉力，N；

α ——钢丝绳在导向轮上的包角，（°）。

10.2.5 拉紧索和拉紧装置的有效行程

拉紧索推荐采用6×37或6×61两种钢丝绳。

钢丝绳公称抗拉强度一般选取1520~1670MPa，其安全系数不得小于5.5。

拉紧装置的有效行程计算见本篇7.3.3。

10.2.6 牵引索的编接和更换

牵引索的编接长度，应不小于牵引索直径的1200~1500倍。相邻两个编接端头间距，应不小于牵引索直径的3000倍。一条新的无极牵引索的编接接头数，应不超过两处。在维修过程中，增加接头是允许的。绳索接头编接工作必须由有经验的技工承担，要确保牵引索接头处形状圆滑，各绳股位置正确，松紧程度一致，捻距均匀。接头处绳索直径增大应不超过原直径的7~10%。

更换牵引索时，应考虑以下因素：

(1) 在牵引索直径30倍的总长中，所产生的断丝数量大于10%或者在一个捻距内，断丝数量超过全部钢丝总数的10%时；

- (2) 磨损严重, 牵引索直径减小了公称直径的7~10%时;
- (3) 腐蚀明显变形, 绳股松散, 绳径局部变大或变小, 扭结等;
- (4) 当钢绳的强度降低10%时, 就应该更换。

在使用时, 应按规程进行润滑, 所选用的润滑油或润滑脂不得有腐蚀性。

10.3 单线循环吊椅式索道

本节主要说明带固定抱索器吊椅索道的设计问题。对于带活动抱索器的吊椅索道, 因应用较少, 且其设计原则与带活动抱索器的吊舱索道无异, 可参看10.4。

10.3.1 应用特点

为使线路侧型符合吊椅离地高度的要求, 往往让索道线路侧型与地面坡度适应。因而既采用托索式支架也采用压索式支架。这类索道的传动区段长度一般在300~2000m内, 两端站间高差可达900m。它是单线客运索道中较简单的一种, 目前吊椅已发展到3座式、4座式。

10.3.2 基本参数的确定

10.3.2.1 运行速度

吊椅式索道, 常采用固定式抱索器, 乘客是在运行中上下的, 所以, 运行速度较低, 以1~1.3m/s为宜。如果在上下车区段采用活动传送带, 最大速度也不宜超过2.0m/s。此限值对供体育运动员滑雪乘坐的吊椅索道可增至2.5m/s。但在这种情况下, 上车和下车站台必须精心设计。

10.3.2.2 吊椅容量和最小通过间隔时间

吊椅容量分为单人、双人、三人和四人数种, 其中以双人使用较多。

相邻吊椅通过的最小间隔时间选取和运行速度有关。

单座吊椅: $t = 4v$

双座吊椅:

乘客同时上下车时: $t = 5v$

乘客先后上下车时: $t = 7v$

式中 t ——最小间隔时间, s;

v ——运行速度, m/s;

但上述各值分别不得短于6、10和12s。

对于供体育运动员滑雪乘坐的吊椅索道, 当站台的结构和长度有特殊处理时, t 按下式取:

单座吊椅: $t = 3v$

双座吊椅(同时上下车):

$$t = 4v$$

但最短的间隔时间不得短于6和8s。

10.3.2.3 基本参数计算

基本参数计算可按表2-10-3进行。

参数计算表

表 2-10-3

序号	项 目	公式或符号	序号	项 目	公式或符号
1	每小时运人数 (人)	$A_g = \frac{3600}{t} n_0$	8	牵引索每米重力(N/m)	q_0
2	客车容量 (人)	n_0	9	空车重力 (N)	Q_0
3	有效载荷 (N)	Q_1	10	重车重力 (N)	$Q = Q_0 + Q_1$
4	小时发车数	n	11	线路均布载荷 (N/m)	
5	发车间隔时间 (s)	t		满载侧	$q_s = \frac{Q_0 + Q_1}{\lambda} + q_0$
6	客车运行速度 (m/s)	v		空载侧	$q_k = \frac{Q_0}{\lambda} + q_0$
7	客车间距 (m)	$\lambda = vt$			

10.3.3 吊 椅

计算吊椅的强度时应考虑下述载荷:

(1) 主要载荷: 空车重力和有效载荷, 对单座吊椅, 其有效载荷取 900N。双座吊椅 1700N。三座和四座吊椅, 每位乘客取 750N。

(2) 次要载荷: 风压、惯性力和通过导向板及索轮组时的摩擦阻力。

吊椅各部件的安全系数, 在只考虑主要载荷时不得小于 5, 考虑动载荷和疲劳因素, 也必须足够安全, 刚性强。

设计吊椅时, 除要求具有足够的强度, 刚度外, 对其整个结构造型要新颖, 美观大方, 乘客上下吊椅方便, 乘坐舒适, 安全可靠。同时要求自重轻, 风阻力小, 加工制造容易, 操作维护管理方便。

吊架可根据要求设计成不同的结构型式。其中有圆箍型、杓斗型、框架型、叉型、J型和 I 型 (图 2-10-3)。吊架一般选用圆钢管制造。

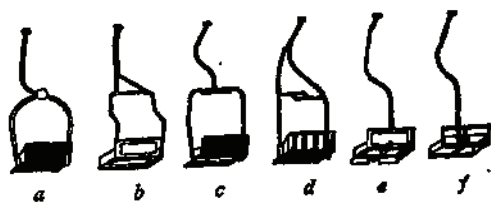


图 2-10-3 各种型式的吊椅

a—圆箍型; b—杓斗型; c—框架型; d—叉型;
e—J型; f—I型

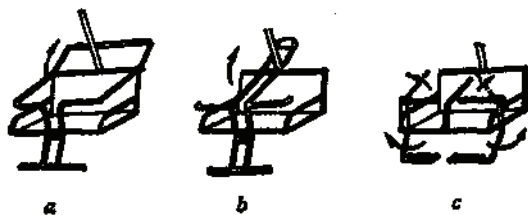


图 2-10-4 座椅的几种结构型式

a—上开式扶手; b—上开式扶手;
c—侧翻式扶手

设计座椅时, 其座位宽度每人不得小于 0.5m。座椅上设有向后倾斜的座板和靠背, 并有扶手或围栏。扶手和围栏应高出座位 0.35m。为使风阻力小, 座椅板不宜做成整块板式 (图 2-10-3 中的 b、e、f), 而应代之以板条式的 (图 2-10-3 中的 a、c、d)。座椅板的材料可用塑料、人造革、木材、铝合金条、玻璃钢等。座椅的扶手或围栏应与脚蹬架协调动作。图 2-10-4 为座椅的几种结构型式, 其中 a、b 为向上开启, 从头顶越过的上

翻式扶手和脚蹬架； σ 为分开侧翻式扶手和脚蹬架。整个吊椅不应有突出部分以避免钩住乘客的衣服和装备。

吊架必须有足够长度。特别是考虑了防雨遮阳棚时，要注意整个吊椅在站内迂回驱动轮、尾部拉紧滑轮；过线路支架时受风力作用横向摆动 12° ，纵向摆动 20° 时，吊椅的任何部分均不得与站内和线路设施相碰，还要保证乘客的手不致触及这些设施并留有规定的间距。

对制造吊椅选用的材料应有合格证书。采用管材或封闭型材时，其壁厚应不小于 2.5 mm，开口型材壁厚应不小于 5 mm。材料内外表面应有良好的防腐性能。

单座吊椅的质量约为 30 kg，双座吊椅为 55 kg 左右。

10.3.4 固定式抱索器

抱索器的承载能力应按空车重力和有效载荷进行计算。安全系数不得小于 5。计入动载荷和疲劳因素也必须足够安全。其结构设计应符合下述要求。

(1) 抱索器能随牵引索一起顺利迂回通过水平驱动轮和尾部拉紧装置滑轮，轮槽形状应与抱索器钳口相适应，同时当抱索器钳口绕过时，应减少牵引索的弯曲。为减小其弯曲应力，力求减薄外抱卡的厚度和限制钳口的长度。其钳口长度可用平均单位压力来验算。

$$P = \frac{N}{Ld} \quad (2-10-4)$$

式中 N ——为作用在钳口上的压力，N；

L ——钳口长度，mm；

d ——牵引索直径，mm。

单位压力建议取 $P = 15 \text{ MPa}$ 。为此，应使抱索器在驱动轮和尾部拉紧装置滑轮处所产生的折角不得超过 9° 。

(2) 抱索器能顺利通过索道线路支架上的托索和压索式索轮组。此时钳口将牵引索提起，其牵引索所产生的折角也必须不得超过 9° 。当吊椅产生最大横向摆动时，钳口与索轮轮槽剖面也能相适应。通过压索式支架索轮组时，抱索器的两端应装有导向板（活动式或固定式）。



图 2-10-5 固定式抱索器的几种结构

(3) 在各种运行条件下，抱索器钳口与牵引索间应确保有避免滑动所需的最小压力，能防事故性松开。为此可设置储有能量（用弹簧或重力）的夹紧装置，来满足这种条件。

(4) 抱索器必须具有重车重力 1.8 倍的抗滑力。如当牵引索直径较名义直径减小 3% 时，其最小抗滑力也能自动获得。在计算时，钳口与牵引索间的摩擦系数一般取 0.13。当牵引索直径较名义直径减小 10% 时，抱索器钳口也应保证有效地夹紧。

图2-10-5为由碟形弹簧施加夹持力的固定式抱索器。图中 a 、 b ，由弹簧压紧压板而产生夹持力，而 c 则由弹簧压紧拉杆产生夹持力。

目前，对于客运索道用抱索器，靠重力源来获得夹持力的抱索器很少采用。

10.3.5 牵引计算

单线循环式吊椅索道的牵引计算，与单线循环式货运索道基本相同。计算线路运行阻力(Δt)时同样采用 $\Delta t = f_0 q L$ 的计算公式，但由于存在有压索轮支架，在相同条件下 f_0 的取值应适当增大。线路托压索轮都衬有塑性耐磨材料，一般可取 $f_0 = 0.03 \sim 0.04$ 。除此以外还应注意以下四方面的差异：

(1) 牵引索最小拉力的确定方法不同。

(2) 拉紧装置的设置地点有时不同。在吊椅索道中，有时根据需要，拉紧装置设在上站而驱动装置设在下站，或者将拉紧装置和驱动装置合并在一起设在下站，此时牵引计算比较复杂。

(3) 拉紧方式有所不同。图2-10-6中 a 、 b 、 c 三种拉紧方式中均设有绞车。绞车的作用是：代替重锤进行拉紧或调节重锤的位置；降低重锤架的高度或减小重锤井的深度；增大游轮的行程，便于安装和检修牵引索。

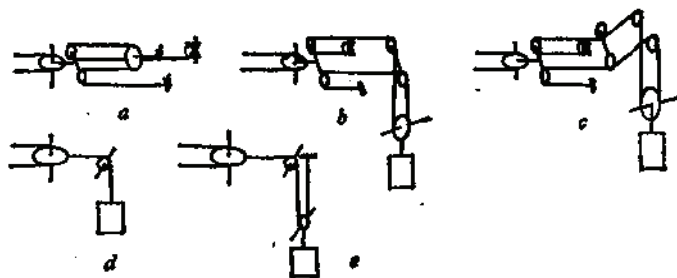


图 2-10-6 拉紧方式示意图

(4) 上行侧和下行侧的载荷经常变化，驱动机功率选择和校核需参考两侧均为满载客车、上行为满载客车下行为空载客车、上行为空载客车下行为满载客车、两侧为空载客车、空索运行等情况，以及多种情况的启制动条件。计算较为复杂。

10.3.6 计算例题

某单线循环吊椅式客运索道(见图2-10-7)。单向运输能力为每小时300人，基本参数如下：

索道形式 单线循环吊椅式(带固定式抱索器)；

两站口间的水平距离 1300m；

两站口间的垂直高差 450m；

两站口间的平均倾角 $19^{\circ}09'35''$ ；

两站口间的斜长 1376m；

吊椅运行速度 1 m/s；

吊椅容量 $n_0 = 2$ 人；

空车重力(带固定式抱索器) $Q_0 = 686\text{N}$ ；

吊椅有效载荷 $Q_1 = 1867\text{N}$ ；

小时发车数 $n = \frac{300}{2} = 150;$

吊椅间隔时间 $t = \frac{3600}{n} = \frac{3600}{150} = 24s;$

吊椅间隔距离 $\lambda = vt = 1 \times 24 = 24m;$

重车重力 $Q = Q_0 + Q_1 = 686 + 1667 = 2353N;$

牵引索每米重力 $q_0 = 35.1N/m;$

线路均布载荷

$$q_s = \frac{Q_0 + Q_1}{\lambda} + q_0 = \frac{686 + 1667}{24} + 35.1 = 133.17 \text{ N/m},$$

$$q_t = \frac{Q_0}{\lambda} + q_0 = \frac{686}{24} + 35.1 = 63.7N/m.$$

牵引计算: (牵引系统示意图见图2-10-8)

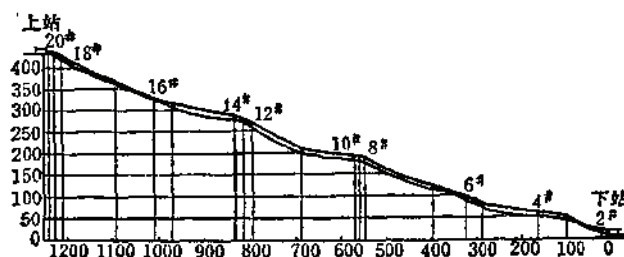


图 2-10-7 吊椅式索道侧型示意图

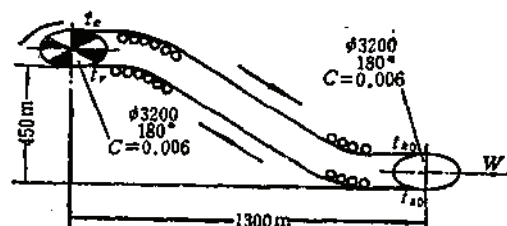


图 2-10-8 牵引系统示意图

(1) 最小拉力确定, 本索道采用单钳口固定式抱索器, 故其最小拉力应为 $T_{min} = 20Q = 20 \times 2353 = 47060N$, 取 $T_{min} = 50000N$, 初选 $q'_0 = 35.1N/m$ 。

(2) 最大拉力计算如下:

$$T'_{max} = T_{min} + q_s h + q_s L f = 50000 + 133.17 \times 450 + 133.17 \times 1300 \times 0.03 = 115121N$$

牵引索的破断拉力应不小于:

$$T'_p = 5 \times T'_{max} = 575605N$$

由此选出牵引索为 6X(19) 同向捻西鲁型钢丝绳, 直径为 $\phi 30.5mm$, 公称抗拉强度为 1820MPa, 破断拉力为 600480N, 钢丝绳每米重力 $q_0 = 35.1N/m$, 钢丝绳断面积 $F = 384.95mm^2$ 。

(3) 拉紧重锤确定: 按单绳拉紧计算, 且此处 $T_{min} = T_s$,

$$W' = 2T_s = 2 \times 50000 = 100000N$$

选取重锤 $W = 100000N$ 。

(4) 电动机功率计算:

正常运行情况下的电动机功率 (即线路两侧按设计车距布置满载吊椅运行):

上行侧

$$t_{so} = \left(1 + \frac{C_1}{2}\right) \frac{W}{2} = \left(1 + \frac{0.006}{2}\right) 50000 = 50150N$$

$$t_s = t_{so} + q_s h + q_s L f_s = 115271N$$

下行侧

$$t_{so} = \left(1 - \frac{C_1}{2}\right) \frac{W}{2} = \left(1 - \frac{0.006}{2}\right) 50000 = 49850N$$

$$t_s = t_{so} + q_s h - q_s L f_s = 104853N$$

牵引索通过驱动机主动轮上的阻力:

$$\Delta t = \frac{t_1 + t_2}{2} C_1 = \frac{115271 + 104853}{2} \times 0.006 = 660 \text{ N}$$

圆周力和功率,

$$P = t_1 - t_2 + \Delta t = 115271 - 104853 + 660 = 11078 \text{ N}$$

$$N = \frac{PV}{1000\eta} = \frac{11078 \times 1}{1000 \times 0.85} = 13.03 \text{ kW}$$

其他几种载荷情况下的电动机功率及有关参数见表2-10-4。

各种运行情况的功率计算结果

表 2-10-4

运 行 状 态	圆 周 力 (N)	功 率 (kW)	驱动出入侧拉力比	备 注
正常运行	11078	13.03	1.1081	
	启动	13330	15.37	
重上运行	40590	46.82	1.5220	
空下运行	启动	41890	48.3	
空上运行	-23190	-21.6	1.2899	
重下运行	制动	-24490	-22.81	
空车运行	5840	6.74	1.0700	
	启动	6680	7.7	
空索运行	3500	4.04	1.0480	
	启动	3960	4.56	

电动机选择, 经计算, 本索道的运行状态介于动力与制动运行之间, 偏动力运行。因此应按最不利运行情况, 即第2和第3种情况来选择电动机功率, 考虑功率备用系数 $K=1.2$ 时, 其功率 $N' = 46.82 \times 1.2 = 56.184 \text{ kW}$ 。当选用电动机功率为 $N=55 \text{ kW}$ 时, 并验算: $48.3/0.75 \times 2 = 32.2 \text{ kW} < 55 \text{ kW}$ 。故选用电动机功率合适。

驱动轮附着系数验算,

在最不利载荷情况, 而重上、空下运行状态下, 当启动时间为20s时, 驱动轮两侧拉力比为1.5426, 轮衬采用耐磨塑料衬取 $\mu=0.2$ 时, $e^{\mu\alpha}=1.874$, 其附着安全系数为 $1.2148 > 1.1$ 。因此, 选用单槽轮满足要求。

牵引索安全系数校核,

最大拉力出现在上站, $T_{max}=115221 \text{ N}$, 选用钢丝绳的破断拉力为600480 N, 其拉伸安全系数

$$n = \frac{600480}{115221} = 5.21 > 5$$

按复合安全系数校核,

$$\frac{\sigma_s}{\sigma_t + \sigma_s} > 4, \text{ 而 } \frac{\sigma_s}{\sigma_t} > 5$$

$$\frac{1820}{\frac{115221}{384.95} + 196130 \times \frac{2.5}{3200}} = 4.02 > 4$$

$$\frac{1820}{\frac{115221}{384.95}} = 6.08 > 5$$

故选用钢丝绳合格。

10.3.7 线路设计

10.3.7.1 一般规定

(1) 满载索(即线路按所要求的客车间距布置并坐满乘客)的最大坡度。采用固定式抱索器时不得超过100%,采用活动式抱索器时不得超过84%。

(2) 按最不利情况计算客车底部与地面的垂直距离,对于敞开式客车(如吊椅)不得超过8m;半敞开式客车(如吊篮)不得超过15m。全封闭式客车(如吊舱)则不得超过25m。在短距离内,当累计距离不超过线路总长的10%时,此限值可相应增加至15、25和40m。

(3) 在最不利条件下,当有人通行时,客车底部与地面(包括地面凸出物如树木等)的垂直距离,不得小于3m。如线路上的某些部位是人们不能到达或禁止通行的地方,上述限值可以减小到1~2m。

在计算上述限值时,应计入承载牵引索在启动、制动或线路载荷不均时可能产生的浮动。其增加值按该点到最近支架的水平距离的1%,或按最不利条件下该点最大挠度的10%进行计算。

(4) 两条牵引索中一条线路上的客车相对于另一条摆动 12° 时,两条线路上客车的最小间距必须保证有0.5m来确定线路索距。如其中一条线路保持垂直,而另一条线路受许可最大风力作用(敞开式客车 $P_0=100\text{Pa}$,全封闭式客车 $P_0=200\text{Pa}$),吹向索道中心时;或者无论是空载、满载客车经过索道沿线,并在许可最大风力作用向障碍物摆动 12° 时,此时牵引索亦因受最大风力作用靠向障碍物,也应保证有同样的间距。

(5) 沿索道纵向,每辆客车按铅垂位置自由摆动 20° 的这个最大纵向倾斜位置时,应保证客车的任何部位不得与线路支架相碰,乘客的手不得与任何设施相碰。

(6) 客车在接近线路支架并受许可风力作用,当客车向索道中心线内侧或外侧摆动 12° 时,应能保证自由运行。

10.3.7.2 支架配置

牵引索作用在每个索轮上的最小压力不小于500N,在特殊情况下最小压力可允许降低为400N,此时要满足:

(1) 在支架托索或压索轮组上的总压力(N)不得小于被考察支架相邻两侧跨距长度之和(以m表示)。但其最小绝对压力应不小于2000N;

(2) 对于处在凹陷地段的托索式支架索轮组,除必须符合(1)的要求外,还必须保证在最不利的运行条件下,即牵引索拉力值增加40%又无载荷的情况下保证靠贴,使牵引索不得离开索轮组;

(3) 对于压索式支架,即使在线路载荷最不利的条件计入启动和制动时的惯性力,牵引索处在最小拉力而客车满载时,必须确保承载牵引索不脱离索轮组。

支架配置的其他注意事项,参照单线循环式货运索道。

10.3.7.3 线路计算

线路计算和单线循环式货运索道相似,其计算目的如下:

(1) 计算牵引索在支架索轮组上的最小压力。(对于压索式支架为最大压力)以检

查牵引索在最大拉力而又无载荷的条件下, 支架索轮组上的靠贴程度及支架的最大高度。

(2) 计算牵引索在支架索轮组上的最大压力(对于压索式支架为最小压力), 以检查牵引索在满载条件下, 支架上的载荷是否均匀, 并选择索轮组。

(3) 计算客车行近支架时牵引索的最大倾角, 以检查客车抱索器的爬坡角度是否在允许的范围, 并计算作用在支架上的载荷供支架强度设计。

(4) 计算牵引索在满载运行条件下的最大挠度, 以检查客车底部与地面的最小和最大垂直距离是否符合要求。

(5) 线路计算的其他方面, 参照本篇7.5.2节。

10.3.8 驱动机和拉紧装置

采用固定式抱索器的吊椅式索道, 必须采用卧式驱动机和尾部拉紧装置, 常见的有下述几种型式, 如图2-10-9、2-10-10、2-10-11所示。

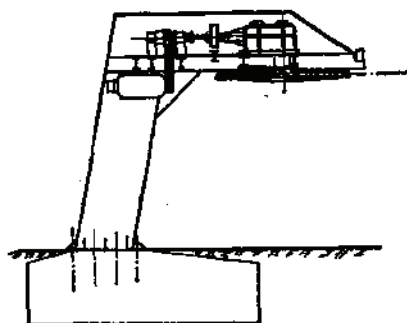


图 2-10-9 支撑式驱动装置

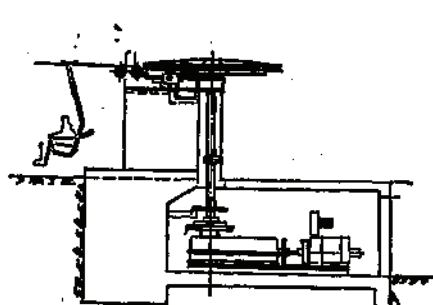


图 2-10-10 地坑立轴式驱动装置

10.3.8.1 驱动机

设计驱动机时, 应注意下述要求

(1) 在进行驱动机总体设计时, 要考虑驱动轮上入侧边和出侧边的张力差、张力和、牵引索直径、运行速度及根据线路侧型而提出的有关功能要求。

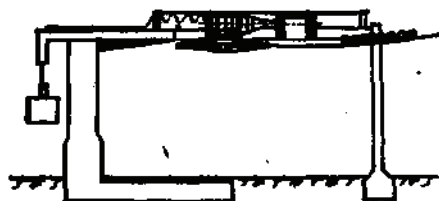


图 2-10-11 驱动——拉紧装置

(2) 由于抱索器固定地挂结在牵引索上当其通过驱动轮时产生很高的弯曲应力, 所以驱动轮直径相应要大, 应满足10.2.4第(1)条的要求。

(3) 驱动机应配备有辅助动力带动的事故传动装置, 以确保在主传动发生故障或动力线路出故障时, 能使索道减速运行。

(4) 无论在何种载荷条件下, 驱动机均能正常工作, 并保持速度不变。当采用电动机时, 应不超过 $\pm 4\%$, 用其他发动机时应不超过 $\pm 5\%$ 。索道在由主发动机带动, 当任一制动器作用, 或当任一安全装置动作时, 或者是当正常线路速度超过允许值时, 都应能自动停车。

(5) 必须验算在最不利运行条件下, 考虑其中一侧线路按允许的车距配置空载客车, 另一侧线路按允许的车距配置满载客车, 并计入索道在启动和制动时的惯性力来计算驱动轮两侧牵引索的拉力比值。

所用轮衬材料的摩擦系数按如下选取:

皮革作轮衬时: $\mu = 0.16$

橡皮或类似的高摩擦系数材料作轮衬时: $\mu = 0.2$

其附着安全系数: 启动或制动时应不小于1.1; 正常运行时应不小于1.25。

(6) 驱动机应设置两套独立的制动器, 即工作制动器和安全制动器, 保证索道正常停车和紧急停车。如索道无论在哪一种载荷运行条件下, 都没有负力出现, 而不会倒转时, 或者线路阻力能使索道自然停车时, 紧急制动器可以取消。

在最不利的载荷条件下, 两套制动器均应能以 0.5m/s^2 的平均减速度, 逐步均衡地施加制动力, 以防止突然制动而引起客车剧烈摆动, 实现平稳制动。最大减速度不应超过 1m/s^2 。

安全制动器应直接作用在驱动轮上, 当牵引索的速度超过允许值的15%时, 应能自动作用。工作制动器置于电动机出轴上, 除确保索道停车时工作外, 在断电或电流过高时也均应起作用, 同时当任一安全设施动作时, 也应能自动地投入工作。

制动器既应能自动操纵, 也应能人工调节, 维护操作方便。

(7) 在计算驱动机主要零部件强度时, 除考虑能承受静应力和动应力外, 同时还应计入所用材料的疲劳应力。在只考虑静应力时, 制动器各零件的安全系数不得小于5。

(8) 在传动方式上, 不推荐用链条或皮带来传递主传动的动力。

(9) 在配置上, 对于吊椅索道要考虑吊椅在围绕驱动轮迂回时的相互关系, 不得相碰, 并有足够的间距。

10.3.8.2 拉紧装置

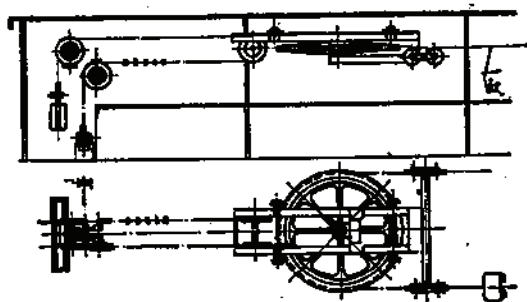


图 2-10-12 重锤拉紧装置示意图

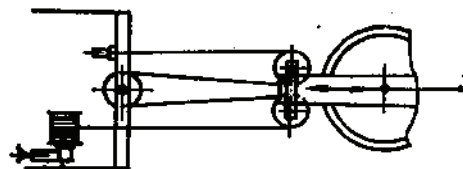


图 2-10-13 能自动调节拉力的电动绞车拉紧装置示意图

拉紧装置中的平衡重锤, 能在各种运行状态下调节牵引索的拉力, 以保持牵引索拉力是恒定的。拉紧装置的平衡重锤和拉紧滑轮小车应考虑有过行程设施, 在平衡锤或拉紧滑轮小车行程末端应装有弹簧缓冲器和自动停车装置。

图2-10-12为一带有绞车调节行程的重锤拉紧装置。由重锤来保持恒定的拉力, 可根据需要, 来调节重锤或拉紧滑轮小车的位置。

图2-10-13为一能自动调节拉力的电动绞车拉紧装置。拉紧索经滑轮组后，一端锚固，另一端缠绕在绞车上，拉力大小由测力机构来使电动绞车自动工作，达到自动调节，保持恒定的拉力。

关于托索轮组和压索轮组参见10.4.7。

10.3.9 站房设计

(1) 在站内配置时，人流和车流不得交叉。图2-10-14为吊椅式索道驱动站配置示意图。

(2) 吊椅的外表面与站内各固定设施间的侧向间距，靠近索道中心线的内侧不得小于0.5m，外侧不得小于1.2m。如果没有设置限制吊椅的导轨，而在横向摆动 12° 时，仍应保持有上述间距。对于围绕驱动轮和拉紧装置滑轮迂回的吊椅通道不得造成对未能及时下车的乘客有任何危险。

(3) 平衡重锤的行程内（无论地坑或地上结构）应防止水、雪、冰、杂物或污物进入，否则应采取措施清除。平衡重锤的支承结构、拉紧滑轮小车轨道和绳端联接件在配置上要方便维护检查。

(4) 索道司机操作控制台应能让司机完成所有操作程序而不必转身或移动位置，同时他能看到站房内乘客上下车，并尽可能看到大部分线路。

机房、变配电室、尾部拉紧装置与其他不允许接近的地方，在配置上要隔开，防止非工作人员进入。应设有安全告示标志。

(5) 站内应考虑有消防设施，它应设置在便于取用的地方。维护检修牵引索、机械和电气设备的起重、修理工具齐备、为每一站内维护、检测的仪器装备必须专用。

(6) 应根据每个站房的具体情况，考虑设置售票室、候车室、盥洗室、厕所和停车场等设施。

(7) 上车和下车站台应有足够的长度。它必须不小于一辆吊椅在下述时间内的运行距离：对单座吊椅为4秒钟，乘客是同时上车和下车的双座吊椅为5秒钟；不是同时上车和下车的双座吊椅，其间隔时间至少应有7秒钟。在一般情况下，上车站台长度应不小于6m，下车站台长度应不小于10m。

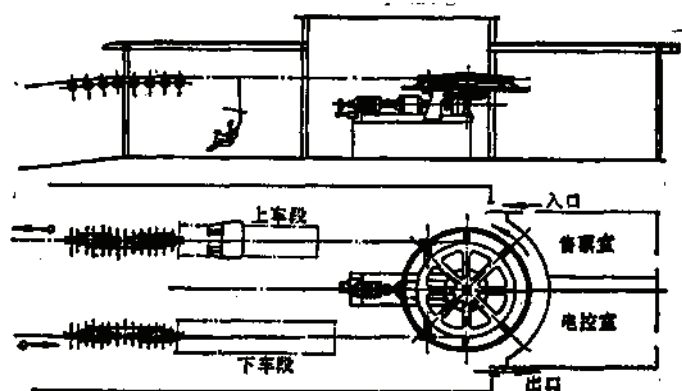


图 2-10-14 吊椅式索道驱动站配置示意图

上车和下车站台必须顺着索道运行方向并与牵引索平行,宽度足够。站台应尽可能水平的。如必须有坡度时,其纵向坡度不得大于10%。对于上坡站台(即与运行方向一致)或站内有其他危险处,必须设置适宜的扶手或保护栏杆,防止乘客发生意外。上车和下车站台处地面不得有任何障碍物,地面应有防滑措施。

对于体育运动员穿着滑雪板上车和下车时,其上车和下车站台应采取特殊配置,长度可较上述限值短些。

在上车和下车站台处,必须装有紧急停车按钮。

10.4 单线循环吊舱式索道

本节只介绍带活动抱索器的吊舱索道,至于带固定抱索器的吊舱索道其实质问题,除站台长度要求更长外和吊椅索道并无区别,见前节。

10.4.1 应用特点

这种索道的特点是:利用自动作用的活动式抱索器,使客车在站内自动挂结,到达彼站后自动脱开牵引索,达到连续不断地运送乘客。当客车进站、出站和在线路上运行时,都要经过一系列监控装置进行检查以确保运行安全。抱索器上悬挂有双座、四座或六座的吊舱。

这种索道与吊椅式索道相比:运输能力大,乘坐舒适,技术先进,监控设施较多,基建投资较高,管理水平也要求高。

10.4.2 基本参数的确定

(1) 运行速度:运行速度应与索道所采用的各类机械设备和安全装置的工作状况相适应,同时不得使牵引索及其设备之间产生不正常的应力。目前以不超过3m/s为宜。

(2) 客车间的最小间隔时间:相邻两辆客车之间的最小时间间距,应满足在最不利的载荷条件下,不小于确保自动制停距离1.5倍的要求,建议目前以不小于10s为宜。

(3) 客车容量:4人或6人吊舱采用较多,2人吊舱亦有采用。

(4) 小时运输能力:小时运输能力的计算见表2-10-3。

目前国内吊舱容量已达6人,单向小时运人达到1200人。国外最高可达每小时2800人(国外最高运行速度已用到5m/s)。

10.4.3 吊舱

计算吊舱的强度时,应考虑下述载荷:

(1) 主要载荷即空车重力和有效载荷。设备设计的有效载荷每人按800N计,而计算索道的其他部分时,每个人的重力按650N计。

(2) 次要载荷即风压、制动惯性力、导轨阻力、通过托索或压索轮组时的摩擦力和吊舱进出站时与各种监控装置上的作用力。

只考虑主要载荷时,吊舱各部件的安全系数不得小于主要受力的5倍。考虑次要载荷后,即动载荷和疲劳因素,也必须足够安全,刚性强。

吊舱内设置座位, 而让乘客站立的台式或篮式结构很少采用。座位宽度每人不得小于 0.5m, 座椅应确保乘客在运行中就坐姿态稳定舒适。在满载, 偏载和空载情况下, 吊舱重心位置是变化的, 在结构设计时要考虑这一变化因素。吊舱的车门开关机构, 应与电气传动联锁, 确保吊舱进站出站时, 开门和关门动作准确可靠。

现介绍两种型式的吊舱。

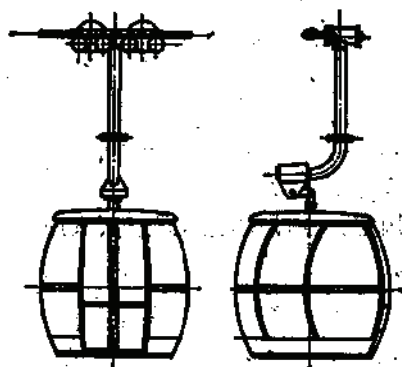


图 2-10-15 6 座圆型吊舱

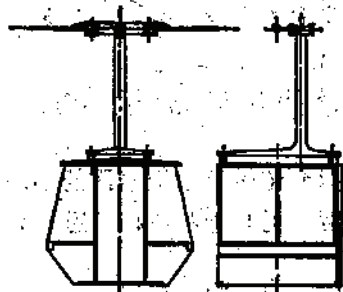


图 2-10-16 6 座方型吊舱

图2-10-15是供 6 人乘坐的圆型吊舱, 外形尺寸为 $\phi 1700 \times 1830 \text{mm}$, 总高为 3810mm。空吊舱质量 245kg。吊舱骨架采用铝合金和钢材铆焊混合结构, 单侧滑门借助四连杆机构, 配合站内的导向杆, 自动实现开门和关门。吊舱上部开有窗户, 吊舱下部全用航空有机玻璃蒙面。吊舱内部设有环形排列的轻质高强度塑料座椅, 使其结构轻, 外型新颖, 视野开阔, 乘坐舒适。客厢顶部装有扬声器和供夜间运行的照明设施。顶棚采用玻璃钢, 其色彩与窗户, 下部蒙面的航空有机玻璃协调一致, 并应与使用地点的特色相适应。

选用轻质铝合金型材时, 建议开口型材壁厚不应小于 5mm, 闭口型材壁厚不应小于 3mm, 使用应力不超过 35MPa。骨架刚性强, 受载后不能产生永久变形, 铆接时不允许有裂纹、松动、不到位和歪斜等现象。

图2-10-16为 6 人座方型吊舱, 外形尺寸为: 1700mm (长) $\times$ 1400mm (宽) $\times$ 1600mm (高), 总高为 3150mm。空吊舱质量为 196kg。全部采用铝合金材料, 用不同型号型材组合铆接构成骨架, 吊架, 设有单侧双向滑门, 舱体上部有提升式窗户, 舱体下部全用铝板蒙面。它与图2-10-15圆形吊舱不同的是: 圆型吊舱中间有一立杆, 承受主要载荷, 而方型吊舱是靠骨架承受主要载荷。

两种型式的吊舱, 都设有有减振装置并能调节客厢重心位置变化。

10.4.4 活动式抱索器

抱索器的承载能力按吊舱重力和有效载荷进行计算, 安全系数不得小于 5。计入动载荷和疲劳因素也必须足够安全。其结构设计应符合下述要求:

(1) 当满载索的最大坡度超过 40% 时, 凡容量在二人以上的客车, 应该采用双钳口的抱索器。

(2) 在各种运行情况下, 能防止事故性松开。抱索器钳口与牵引索间的夹持力, 应确保有避免滑动所要求的最小压力。此时抱索器所具有的抗滑力, 应不小于满载客车的重

力在线路最大坡度处沿牵引索切线方向的分力的三倍,而且在任何情况下应不小于满载客车的总重力。

双钳口抱索器的压力必须用两种独立的力获得,当其中的一个力由于事故失误时,另外一个力应保持稳定,而且应保证具有不小于1.5倍的安全系数的抗滑力。即使牵引索较名义直径减小了3%时,也应能自动地保持所要求的抗滑力。计算时,钳口与润滑的牵引索的摩擦系数取0.13。如果牵引索直径较名义直径减小10%时,抱索器钳口也应保证对牵引索有效地夹持。

(3) 抱索器能顺利通过索道线路支架上的托索和压索轮组。当抱索器钳口随吊舱在允许最大横向摆动 12° 时,钳口的形状和索轮槽的剖面应相适应。

(4) 在结构设计时,要考虑抱索器能与挂结、脱开过程和推动客车在站内运行的有关设备相适应,即与相关设备间的协调性能要好。如保证挂结和脱开的加、减速器、站内推车机等。

(5) 抱索器的抗滑力值,要采用专用设备来进行检查。

现介绍两种结构形式的抱索器如下:

图2-10-17是双钳口碟形弹簧式活动抱索器。它通过链轮带动螺旋传动,迫使碟形弹簧压缩或伸张、内抱卡前后移动来实现挂结和脱开牵引索的。在抱索和脱索过程中,抱索器上的链轮在站内的链条上滚动,链轮作为操作抱索器闭合夹紧和张开脱索的构件。

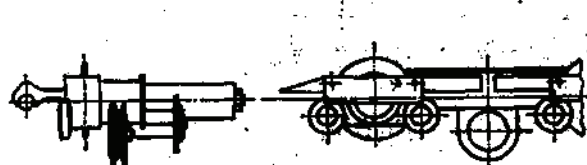


图 2-10-17 双钳口碟形弹簧抱索器



图 2-10-18 双钳口螺旋弹簧抱索器

此种抱索器有以下特点:

(1) 适用于4~6人座吊舱,牵引索直径 $\phi 40\text{mm}$,两钳口间距为600mm,即使有一个钳口失效,另一钳口仍有1.5倍的安全系数。

(2) 即使碟形弹簧组中一片破损,其夹紧力仅下降3%。

(3) 抱索器的抗滑力是直接由碟形弹簧组给予的,为此抱索器有恒定的夹紧力,从而易于实现出站口夹紧力检查。

(4) 钳口的夹紧力即为弹簧的最大工作载荷,弹簧没有过度压缩,因此弹簧的使用应力低,寿命长。

(5) 抱索器的挂结和脱索过程平稳,易于实现张开和闭合,使用方便。

图2-10-18是双钳口螺旋弹簧式活动抱索器。它是通过启闭杠杆使螺旋弹簧压缩或伸张,来实现挂结和脱开的,启闭杆是作为操作抱索器闭合和张开的构件。

10.4.5 牵引计算及线路设计

牵引计算参照10.3.5;线路设计参照10.3.6。

例題:

某单线循环吊舱式客运索道,单向小时运人数1200人,基本参数如下:

索道型式：单线循环吊舱式（带双钳口活动式抱索器）；

两站口间的水平距离：1700m；

两站口间的垂直高差：200m；

客车容量：6人座吊舱；

重车重力： $Q = 8630\text{N}$ ；

客车间距： $\lambda = 54\text{m}$ ；

运行速度： $V = 3.0\text{m/s}$ ；

牵引索每米重力： $q_s = 56.67\text{N/m}$ ；

均布载荷： $q_d = 214.66\text{N/m}$ ；

$q_a = 132.97\text{N/m}$ ；

重锤重量： $W = 200000\text{N}$ ；

线路阻力系数： $f_s = 0.03$ ；

索道线路支架配置如图2-10-19。

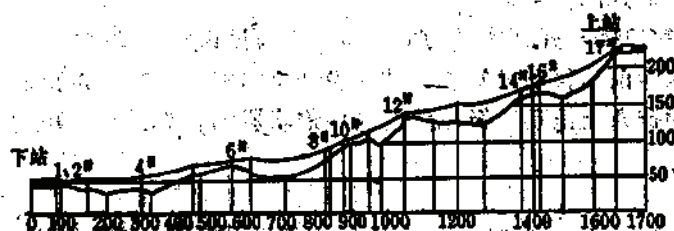


图 2-10-19 吊舱式索道线路支架配置示意图

线路计算按下述六种运行情况分别进行，即：

- (1) 线路两侧按设计车距布置满载客车运行；
- (2) 按设计车距，线路上行一侧布置满载客车，下行一侧布置空载客车；
- (3) 按设计车距，线路上行一侧布置空载客车，下行一侧布置满载客车；
- (4) 线路两侧全部按设计车距布置空载客车运行；
- (5) 空索运行；
- (6) 验算在最不利载荷运行情况下，当拉力值增加40%时，应保证牵引索不得离开索轮组。

按上述六种运行情况的计算结果进行综合分析比较，应符合10.3.7节的要求。

现以满载客车上行、空载客车下行为例进行计算，其结果见表2-10-5。

10.4.6 驱动机和拉紧装置

采用活动式抱索器的索道，驱动轮和尾部游轮的直径应符合10.2.4的第(1)条要求。

采用活动式抱索器的吊舱索道，为了减少牵引索的弯曲次数，不得采用立式驱动机，只能选用卧式驱动机。

对于驱动机的结构设计，除应符合上述要求外，同时还要符合10.3.1.8的(1)、(3)、(4)、(5)、(6)、(7)、(8)的要求。

图2-10-20为卧式驱动机，驱动轮直径为3500mm，中心传动，适用最大名义绳速

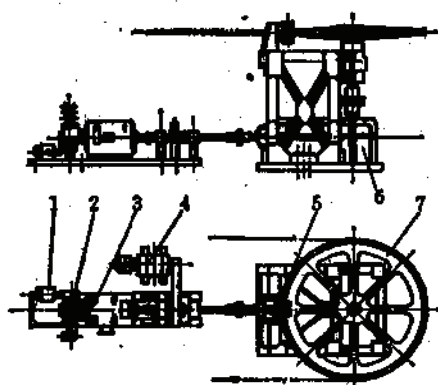


图 2-10-20 200kW 驱动机

- 1—测速电机；2—工作制动器；3—主电机；
4—辅助电机；5—紧急制动器；6—减速机；
7—驱动轮

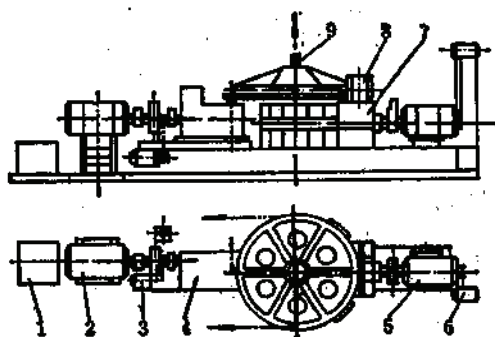


图 2-10-21 240kW 驱动机

- 1—油站；2—备用柴油机；3—辅助电机；4—辅助减速机；5—主电机；6—主电机风机；7—主减速机；8—液压盘式制动器；9—推车机、加减速器输入轴

为3.0m/s，拉力和为300kN，主传动电机200kW（直流）辅助传动电机65kW（交流），设有两套独立的制动器，即主电机出轴上的液压电动块式工作制动器和驱动轮上的液压盘式安全制动器，能实现二级制动，制动力矩大小和制动时间长短均可调节，所有自动监控保护装置动作时，都能使驱动机立即制动停车。辅助传动借助链条和离合器实现。

图2-10-21也是一种卧式驱动机。驱动轮直径 $\phi 3100\text{mm}$ ，适用最大名义绳速4m/s，拉力和200kN主电动机（240kW直流）带一独立的减速机来传动驱动轮，中心传动。而备用柴油发电机及辅助交流电动机又另配有独立的减速机来传动驱动轮，而不通过主减速机，为周边传动。主辅传动都有两套独立的制动器，两套制动器都是按所要求的减速率自动调整，实现二级制动。

驱动轮主轴上带一轴头，通过齿轮分配箱和扭力连杆驱动站内的推车机和减速器，实现牵引索和加减速器、推车机之间的速度同步。

拉紧装置参见10.3.8.2。

10.4.7 托索轮组和压索轮组

托索轮组和压索轮组在设计时除要求轮组及其监控设施的功能齐全，结构合理，强度刚度适宜外，还要考虑客车过支架时的相互关系。因此应符合下述要求：

（1）轮径不得小于牵引索直径的12倍。

（2）牵引索作用在每个索轮上的最大压力，应满足下式：

$$P = KdD \quad (2-10-5)$$

式中 P ——牵引索作用在索轮上的最大压力，N；

d ——牵引索直径，mm；

D ——索轮直径，mm；

K ——系数，指索轮衬有柔软材料，当轮槽的形状和尺寸适宜，速度和温度不太高，平均载荷远较最大载荷低时，为0.1~0.6MPa（所选柔软材料耐磨耐压时取大值，反之取小值）。

线路

支 架 编 号	索 顶 标 高 (m)	索 顶 高 差 $\pm h$ (m)	支 架 间 距 L (m)	弦 倾 角 (°) $\alpha = \arctan \frac{h}{L}$	弦 折 角 (°) $\delta = \alpha_1 - \alpha_2$	最有利益坡度		牵引索拉力(N)		
						$L/\cos\alpha$	σ	$\pm q_1 h$	$\pm q_2 l$	T
下站口	47.0	0	74	0			0			100204
1	47.0	0	8	0	-8.13		0		52	100258
2	48.0	1	7	8.13	4.38		0	215	45	100516
3	53.0	5	76	3.76	0.71	1.410	0.291	1073	489	102078
4	61.0	8	159	3.08	-0.52	2.791	0.921	1717	946	104761
5	71.0	10	160	3.57	-0.59	2.969	0.989	2150	1080	107941
6	79.0	8	110	4.18	1.04	2.042	0.531	1717	708	110366
7	82.0	3	55	3.12	-0.34	1.020	0.018	644	354	111964
8	95.0	13	215	3.48	0.6	3.988	1.496	2791	1385	115540
9	96.0	1	20	2.86	-16.93		0	215	129	115834
10	114.0	18	50	19.79	3.97		0	3664	922	120070
11	131.0	17	60	15.82	0.89	1.154	0.184	3669	385	124195
12	171.0	40	150	14.93	0.3	2.875	0.956	8888	946	133657
13	196.0	25	100	14.03	0.29	1.909	0.476	5867	644	139688
14	240.0	44	180	13.78	0.86	3.431	1.251	9445	1159	150272
15	248.0	8	35	12.87	1.56		0	1717	225	152214
16	252.0	4	20	11.31	-0.25		0	859	129	153200
17	297.0	45	220	11.56	11.56	4.159	1.595	9660	1417	164279
上站口	297.0	0	15	0			0	0	97	164370

计 算 表

表 2-10-5

牵引索自重产生的 倾 角 (°)		最小折角 (°)	最小压力 (N)	跨间客车产生的倾角(°)			
				G ₁ 在 左 侧		G ₂ 在 右 侧	
				$\theta_1 = \sin^{-1} \frac{0.5q_1 l + Q(1+\tau_1)\cos\alpha_1}{T}$ $+ \alpha_1$	$\theta_1 = \sin^{-1} \frac{0.5q_1 l + Q_1\cos\alpha_1}{T}$ $- \alpha_1$	$\theta_2 = \sin^{-1} \frac{0.5q_2 l + Q_2\cos\alpha_2}{T}$ $+ \alpha_2$	$\theta_2 = \sin^{-1} \frac{0.5q_2 l + Q(1+\tau_2)\cos\alpha_2}{T}$ $- \alpha_2$
$\beta_1 = \sin^{-1} \frac{q_1 l}{2T} + \alpha_1$	$\beta_2 = \sin^{-1} \frac{q_2 l}{2T} - \alpha_2$	$\delta_{min} = \beta_1 + \beta_2$	$N_{min} = 2T \sin \frac{\delta_{min}}{2}$				
0.129	-8.017	-7.888	-13791	5.011	-8.016	0.129	-3.183
8.243	-2.533	5.71	10013	13.063	-1.119	8.243	3.754
4.868	-0.664	4.394	7666	11.158	3.756	6.360	8.602
5.575	-1.089	4.285	7833	14.399	3.533	9.681	3.256
5.977	-2.505	3.471	6538	15.043	-0.103	10.472	4.442
5.778	-2.310	3.467	6677	12.571	-2.226	8.127	2.203
3.921	-0.324	3.596	6988	8.395	6.276	4.005	10.756
6.482	-2.578	3.903	7869	17.152	-2.579	12.852	1.651
3.146	-19.089	-15.949	-32154	7.357	-19.09	3.140	15.115
20.466	-15.008	5.457	11431	24.301	-14.484	20.446	-10.559
16.604	-12.967	3.636	7874	20.909	-9.320	17.112	-5.481
16.752	-12.815	3.936	9180	23.698	-11.126	20.137	-7.565
15.192	-11.637	3.554	8682	20.210	-7.372	16.808	-3.937
15.675	-12.491	3.183	8347	22.826	-12.492	19.638	-9.318
13.243	-11.096	2.146	5701	16.376	-11.097	13.243	-7.946
11.521	-9.228	2.292	6128	14.662	-4.223	11.521	-1.058
13.734	0.148	13.882	39705	21.347	0.148	13.40	3.125

支 架 编 号	重 车 侧		空				
	最大折角	最大压力	牵 引 索 拉 力 (N)			牵引索自重产生的	
	(°)	(N)				倾	角
	$\theta_{max} = \theta_s - \theta_r$	$N_{max} = 2T \sin \frac{\theta_{max}}{2}$	$\pm q_s l$	$\pm q_s l f_0$	$\pm$	$\beta_s = \sin^{-1} \frac{q_s l}{2T} + \alpha_s$	$\beta_r = \sin^{-1} \frac{q_s l}{2T} - \alpha_r$
下站口					95948		
1	-3.005	-5.257		-32	95916	0.155	-2.012
2	11.943	20914	133	-28	96021	8.248	-2.476
3	14.914	26495	665	-303	96325	6.04	-0.523
4	17.932	32854	1064	-598	96849	5.565	-0.887
5	14.939	23064	1330	-638	97541	6.234	-2.329
6	10.844	19898	1064	-439	98166	5.979	-2.211
7	14.871	26437	398	-219	98346	4.027	0.091
8	14.573	29308	1729	-858	99217	6.98	-2.633
9	-11.732	-23687	133	-80	99270	3.187	-18.973
10	9.817	20547	2398	-199	101464	20.59	-14.86
11	11.583	25059	2260	-239	103485	16.761	-12.577
12	12.572	29268	5319	-598	106206	17.181	-12.63
13	12.844	31243	8324	-399	111131	15.491	-11.10
14	10.344	27086	5851	-718	116264	16.244	-12.332
15	5.279	14019	1064	-140	117138	13.354	-11.033
16	10.429	27847	582	-40	117640	11.586	-8.523
17	21.495	61270	5984	-878	122746	14.471	0.198
上站口				-60	122686		

每个索轮上的压力一般为2000~2500N, 以不超过3000~3500N为宜。

(3) 牵引索作用在每个索轮上的弯折角度, 对于没有衬柔软材料的索轮不得超过 $2^{\circ}30'$; 衬有柔软材料的索轮不得超过 $4^{\circ}30'$ 。有2轮式、4轮式、6轮式、8轮式和12轮式托索轮组和压索轮组。索轮必须衬柔软材料。

(4) 索轮组上必须设置下述监控装置或安全设施:

线路防偏装置, 为预防牵引索在运行中跑偏的一种保护装置, 安装在每套索轮组两端的两个索轮之间, 能在风压 $P_0 = 200\text{Pa}$ 的环境下保证索道正常运行。

图2-10-22中2为防偏装置的结构示意图, 它是装在杠杆上带有高缘的压轮, 设于牵引索的上方, 并保持一定的间隙。当抱索器通过时可抬起, 让抱索器通过, 杠杆上装有支承和缓冲弹簧。压轮平常是不转动的, 借助其槽缘和槽剖面形状来限制牵引索的左右移动而达到防偏目的。

线路监控装置, 这是为了预防牵引索在运行中跑偏的一种安全装置。当牵引索偏离中心线超过规定值时, 则立即让索道停车。

图2-10-22中1为线路监控装置示意图。它由能承受一定压力的小滚轮构成, 永远紧贴于牵引索, 如牵引索已经偏离规定值, 则小滚轮摇杆即可迅速向上抬起, 使电器开关动作, 索道停止运行。它应安装在每套索轮组两端头索轮的前方。

挡索器和托索器: 索轮组上应设有挡索器, 以防止牵引索离槽滑向线路内侧。同时还应设有托索器, 以防当线路监控装置动作停车后, 牵引索在惯性作用下继续向前滑动而掉下。它们都应安装在索轮组的末端。

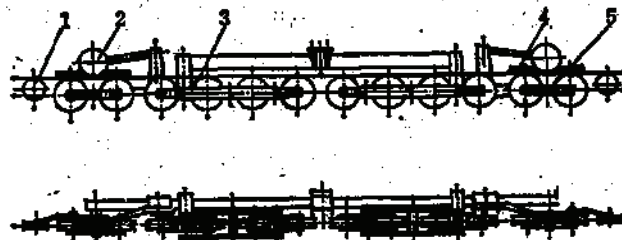


图 2-10-22 线路托压索轮组

1—线路监控装置; 2—防偏装置; 3—十二轮式索轮组; 4—挡索器; 5—托索器

(5) 当最大允许横向摆动 12° 时, 为克服客车过支架时的偏摆, 索轮组上应考虑设置导向护轨, 护轨的安装部位应与客车结构相适应, 使其受力小, 弹性好。

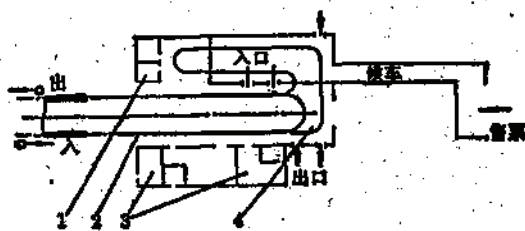


图 2-10-23 吊舱式索道站房平面配置示意图

1—电控室; 2—主轨道; 3—配电室; 4—停车轨道

(6) 在结构上, 应使托索轮组和压索轮组通用。

10.4.8 站房设计

站房设计除参照10.3.9中(1)~(6)内容外, 还应注意以下两点:

(1) 站内必须设有停放客

车的备用停车轨道,并随时都能送到主轨上去,备用停车轨道的长度应与客车数量相适应。禁止载人客车通过轨道道岔。

(2) 站内应配有推车和发车装置,以确保客车在站内轨道上按照与线路客车相适应的间距运行,不得发生客车干涉现象,准确将客车发往线路。

图2-10-23为站房平面配置示意图。

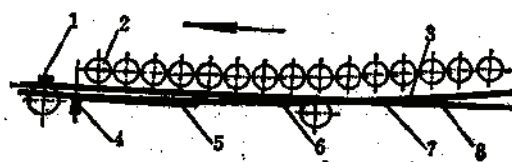


图 2-10-24 挂结器几何图

1—抱索状态检查器, 2—加速器, 3—副轨轨顶,
4—抱索力量检查器, 5—挂结链条, 6—钢丝绳位置
检查器, 7—牵引索, 8—主轨轨顶

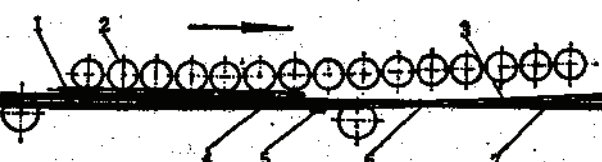


图 2-10-25 脱开器几何图

1—脱开链条, 2—减速器, 3—副轨轨顶, 4—脱
索状态检查器, 5—钢丝绳位置检查器, 6—主轨轨
顶, 7—牵引索

10.4.8.1 站口设计及站口设备

站口设计的要求是:要确保客车抱索器在出站时能准确抱好牵引索,并保持所要求的夹持力,在进站时能准确、灵活地脱开牵引索,进入站内轨道,不得倒退。如遇某一环节失误时,站口系统中有关监控装置能起作用,让索道立即停止运行。

图2-10-24和图2-10-25是图2-10-17抱索器的挂结和脱开器的几何系统图。挂结器、脱开器应有足够的刚性,才能确保抱索器在挂结和脱开时的几何位置准确。

抱索器钳口在抱紧牵引索的瞬间,两者速度差越小越好。考虑到加速器胶轮与抱索器摩擦板之间的速度损失,在钳口抱紧牵引索的区段,胶轮的圆周速度应比牵引索的实际速度大4~5%,以确保挂结质量。

客车在进入挂结段轨道前速度较低。一般由站内推车机以0.2m/s的速度通过发车装置进入挂结器。因此,要求有一匀加速过程,才能最终达到牵引索的运行速度,此段为加速段,之后抱索器钳口开始闭合到夹紧牵引索经检查出站,有一等速过程,确保速度一致,此段为同步段。

同样,当客车进站时,抱索器钳口脱离牵引索的过程恰好与出站时的挂结过程相反,因此要设置减速器,确保脱索质量。其结构与加速器一样,仅是安装位置相反。

加、减速器是借助于充气胶轮与抱索器摩擦板间的摩擦,按匀加速或匀减速逐级传递速度的装置,它作用在抱索器上使客车由站内运行速度加速到额定运行速度挂结好牵引索出站,或者相反进站后从额定运行速度减速到站内运行速度脱离牵引索。在结构设计中,应根据抱索器的挂结器和脱开器的长度决定胶轮数量、胶轮直径应根据抱索器摩擦板长度、抱索器在挂结和脱开过程中支承的稳定性来决定。安装方式应以胶轮压下量调整方法的简单方便来确定。胶轮额定气压应不小于0.25~0.4MPa(轮径大者取大值,反之取小值)。传动带可采用同步齿形带或齿形链以使传递平稳、噪音小,安装调整和检修方便。禁止采用普通胶带。

由于加、减速器是确保挂结和脱索质量的设备,而且是以牵引索的速度为基准来调整的。因此,在驱动方式的选择上要与此相适应。其驱动共有两种方式:一是采用直流电动机单独驱动,带有测速装置来控制调整,确保同步,即称为电气同步;二是采用牵引索直

接带动的导向轮输出动力使扭力杆来驱动,可直接确保同步,即称为机械同步。生产实践证明,机械同步优于电气同步。

10.4.8.2 安全监控设施

设置安全监控设施的目的在于:检查客车进站时能否准确地脱开牵引索;检查客车出站时能否准确地抱好、抱牢牵引索,并保持应有的夹持力;检查客车在站内自动排列间隔;检查车门开闭情况;按规定发送客车出站等。当某一环节有不正常现象,应立即使索道停止运行,起到安全保护作用。根据吊舱索道的特点,应设置下述监控设施。

1. 钢绳位置监控装置

它是监视站口牵引索在运行中横向位移量的一种安全保护装置。过大的横向位移会影响脱开和挂结质量。图2-10-26为一种钢绳位置监控装置,它由一带有叉形杆的垂直转子轴及转子轴端的触点开关组成。钢绳位置正确时处于叉口正中,当钢绳在运行中,左右偏移量过大时,就拨动叉子绕转子轴产生角位移,当角位移超过允许值时,转子触点断开而使索道停车。

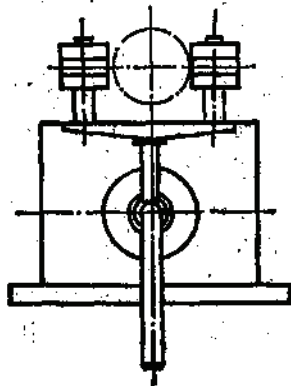


图 2-10-26 钢绳位置监控装置

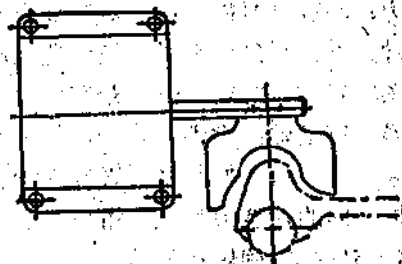


图 2-10-27 抱索状态监控装置

2. 抱索状态监控装置

它是一种监视抱索器挂结之后钳口是否抱好牵引索的安全保护装置,防止出现抱索失误或抱索不良等异常情况。它应安装在挂结区段之末端,以安装两套为佳。

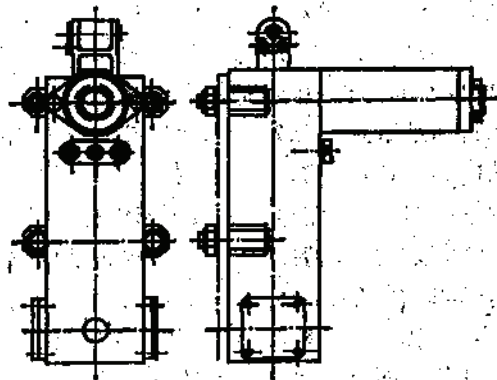


图 2-10-28 机械式抱索力量监控装置

图2-10-27为一抱索状态监控装置,它由一转子轴和轴端的样板组成。如当抱索后钳口几何位置不正确时,钳口就碰触样板,使转子轴产生角位移,转子触点开关动作而使索道停车。

3. 抱索力量监控装置

它是监视钳口抱紧牵引索后夹持力或抗滑力是否达到规定值的安全装置。它应安装在挂结区段的末端。现介绍几种结构形式的抱索器力量监控装置。

图2-10-28为机械式抱索力量监控装置。和抱索器链轮啮合的固定链条的最后一滚子装在监控装置的杠杆上,由杠杆传递力给压缩弹簧,当圆周力超过弹簧某一标定值时,杠杆产生角位移使两触点接触通电,经放大处理直接发出合格信号;如圆周力小于弹簧工作载荷时,两触点不能接通而发出不合格信号,停止索道运行,不让客车出站。

图2-10-29为电脑式抱索力量监控装置方框图。它借助于抱索器链轮最后一齿通过固定链条时的圆周力大小来作为检查抱索器夹持力的指标。图示中是通过压力传感器(压磁式或应变式)经抱索器链轮作用到固定链条上最后一齿的力转变为电信号,电信号又通过二次仪表放大,按既定程序进行筛选处理,最后发出合格信号,用电脑显示并打印出检测的数据。当信号不合格时,则让索道停车。

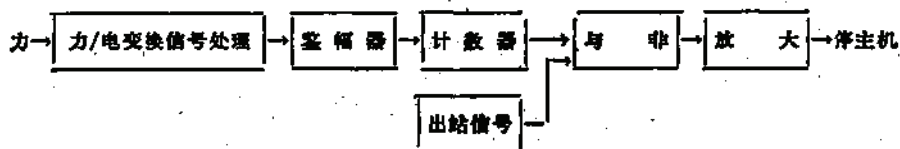


图 2-10-29 电脑式抱索力量监控装置方框图

图2-10-30为直接测试抱索器钳口在牵引索上是否打滑的装置。用来检查抱索器钳口对牵引索的实际夹紧力。如某一钳口有打滑现象,则夹持棍上升,使电气开关动作,索道停车。

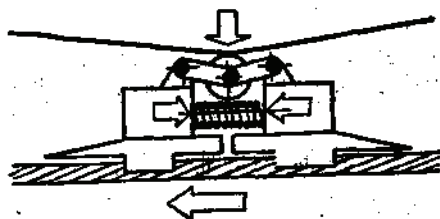


图 2-10-30 直接测试示意图

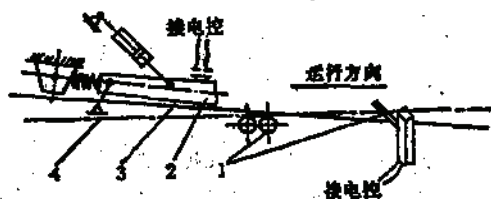


图 2-10-31 脱索状态监控装置

1—电气开关; 2—缓冲杠杆; 3—轨道; 4—牵引索

4. 脱索状态监控装置

这是监视抱索器进站时是否能正常脱开牵引索的装置。如有异常情况,能自动地让索道停止运行。其通常安装在脱开区段的末端。图2-10-31为脱索状态监控装置。当抱索器未能脱开牵引索时,钳口将牵引索提起触碰到电气开关1,索道停车。此时缓冲杠杆2的触点动作,迫使缓冲杠杆下降,挡住抱索器的行走轮,不让抱索器继续前进,使牵引索在钳口内打滑,而不出现危险拉力。

5. 车门监控装置

客车进站脱开牵引索后进入站内轨道,经开门机构将车门打开,乘客下车出站;乘客上车就座后,随推车机前进至关门机构将车门关好,才能发送客车出站。如有异常时,通过车门监控装置,不让客车出站。

6. 发车监控装置

确保按规定车距或间隔时间发出客车。

7. 排队监控装置

确保客车在站内排列有序。如遇有异常,可自动监控获得补偿。

8. 断带监控装置

当加、减速度传动带一遇断带失灵, 导致停车。

9. 其它

- (1) 线路监控和防偏装置, 见10.4.7。
- (2) 线路上所受风力的影响超过规定值时, 应能立即停止索道运行。
- (3) 客车进站信号, 客车进站时, 操作台上应有信号显示告知操作人员。
- (4) 应定期对牵引索采用电磁探伤或其他无损探伤法进行探伤。
- (5) 防雷接地, 见10.1.2.2。

10.4.8.3 站内机械化

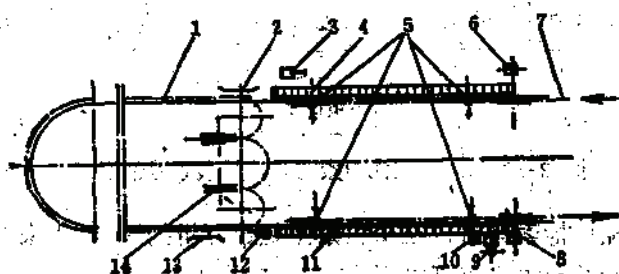


图 2-10-32 站内机械化配置示意图

1—轨道; 2—开门机构; 3—脱索状态监控; 4—减速度; 5—钢丝绳位置监控; 6—进站信号;
7—牵引索; 8—抱索状态监控; 9—抱索力量监控; 10—抱索状态监控; 11—加速器; 12—排车机;
13—关门机构; 14—推车机

图2-10-32为站内机械化配置示意图。客车在站内由推车机推动运行。一般选择抱索器的摩擦板作为推车部位。推车机的推爪间距应根据客车在线路上的运行速度, 客车间距和推车机本身的运行速度并考虑适应客车车距或速度变化的可能来确定。推爪结构应允许客车超前运行。当要使客车在轨道上暂停不动时, 应设推爪拍桥装置。在电控上拍桥装置与排车机联锁。

图2-10-32中14为滚子链推车机, 既能在水平方向弯曲, 也能在垂直方向弯曲。节距为200mm, 垂直驱动, 驱动轮直径很小约500mm, 它为两片板式焊接结构。从动轮($\phi 500$)也垂直配置, 带微调拉紧装置。每一推爪上还带一对垂直的小滚轮, 它在正常推车时不起作用, 但在控制发车及推车速度进行阻车时才动作。当客车准备进入加速器时, 此处装有两套阻车减速装置(拍桥装置), 它与进入加速器前的排车机启动联锁。当客车间距超过规定值时, 置于推车机处的两个阻车减速装置动作, 让链条脱离客车, 排车机的阻车装置下降挡住客车, 不让客车进入加速器, 当客车间距达到规定值时, 阻车装置就被抬起, 让客车进入加速器挂结出站。

10.5 单线循环拖牵式索道

10.5.1 特点和分类

单线循环拖牵式索道是现代高山滑雪场广为采用的运输工具, 约占世界客运索道总数

的70%以上。它与单线循环吊椅(吊舱)式索道的不同点为,索道的一侧沿着雪面拖运滑雪人员上山,而另一侧恒为空载下山。它的特殊的承载形式决定了索道的某些结构设计,有关参数的选择和计算与一般单线循环式客运索道有所不同。但本节最后例题所选用的牵引索拉力的计算方法对同时具有托索和压索支架的单线循环式客运索道均适应,可作前面计算方法的补充。

拖牵式索道抱索器有固定式和活动式两种,其安装方式又有固定和可移动的区别。

固定安装和带固定抱索器的拖牵索道为应用最多的一种(占70%左右)。这种索道在运动的牵引索上悬挂着拖牵机构,上山的滑雪者只要拉下拖座,拖牵索便随拖座从拖牵盒卷筒中拉出到一定长度,滑雪者再以其臀部靠在拖座上即被拖动滑行。当滑雪者摆脱拖座后,蓄能弹簧使卷筒反转,把拖牵索卷回,拖座提升到拖牵盒底部,使整个拖牵座离开雪面一定高度,再通过迂回轮,返回下山侧线路。为缓冲起动滑雪者和提升拖座时产生的冲击震动,卷筒的回转速度受到装在拖牵盒中的制动器的限制。

这种索道运行速度可达4m/s,坡度可达38°,索道长度可达2km或更长一些。

活动抱索器索道是拖牵座能在下站脱离牵引索并存储起来的拖牵式索道,它的应用相对较少。在这种索道上,滑雪者从下站存储处取出拖牵座,并将它推向线路,同时将处于拖牵座下部的盘式拖座夹在两腿之间。此时,拖索座的抱索器便自动地和牵引索挂结,伸缩杆拉长并拖动滑雪者。

在这种索道支架上以大直径的轮子代替托索轮。运行速度可达5.5m/s。其优点是投资低,运行速度高,容易实现平面上拐弯和乘坐索道方便。但由于没有拖牵索,拖牵座的伸缩长度小,存在对地形和雪面适应性较差,支架较多,当滑雪者在支架附近下索道时牵引索还容易脱槽的缺点。

10.5.2 拖 牵 座

固定抱索器拖牵式索道的拖牵机构(图2-10-33)由抱索器1,钢管吊架2,拖牵盒3,拖牵索和联绳器4,拖牵杆5和特殊形状的拖座6组成。拖牵座质量一般为21~27kg。

抱索器(图2-10-34)比较简单,通常作成纯螺旋扭紧的。

拖牵盒为拖牵座的伸缩机构(图2-10-35)由装在圆柱形壳体内的卷筒3、缠绕在卷筒上的拖牵索4、能将拖牵索自动卷回的板状发条弹簧2,以及保证滑雪者起动平稳并使拖座能无冲击收回的制动装置1所组成。

大运输能力的拖牵式索道,拖牵座的间隔距离短、间隔时间小,要求滑雪者坐上索道后短时间内即开始滑行,并平稳地增到全速;另一方面,为了避免两个滑雪者在同一地点坐上索道因时间差异所造成的滑行不同步,需借助足够完善的机构或液压的制动装置来协调滑行起动时间。其中有带式离心装置(图2-10-35中a、b、f);图2-10-35c所示为板状弹簧对离心重锤块施加附加力的装置;具有螺旋弹簧轴向摩擦的装置(图2-10-35, d)以及图2-10-35e所示的制动器具有液压缓冲装置。在空气湿度大的时候,机械制动器易形成冰膜,制动效果下降,而利用齿轮系或者液压联轴器原理的液压制动器不存在这种缺陷。最新结构的机械制动器是放在油池中,以保证在气候条件变化时能有恒定的摩擦系数。

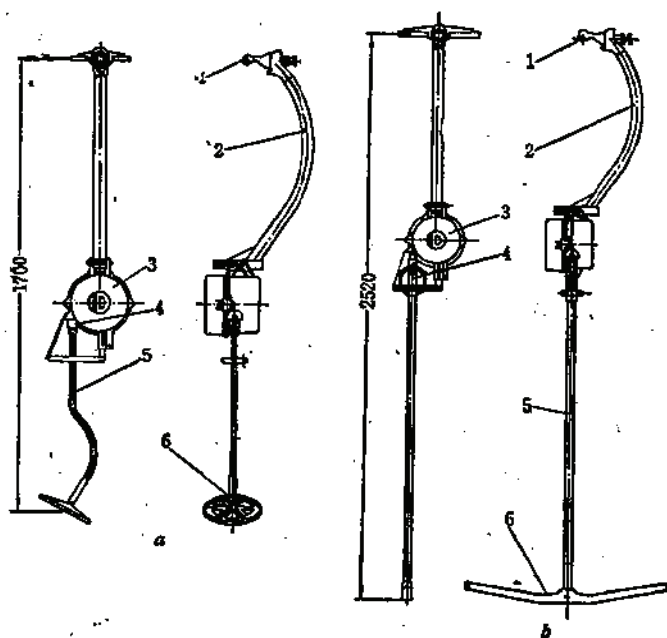


图 2-10-33 拖牵座

a—单人拖牵座；b—双人拖牵座

1—抱索器；2—钢管吊架；3—拖牵盒；4—抱索索及联绳器；5—拖牵杆；6—拖座

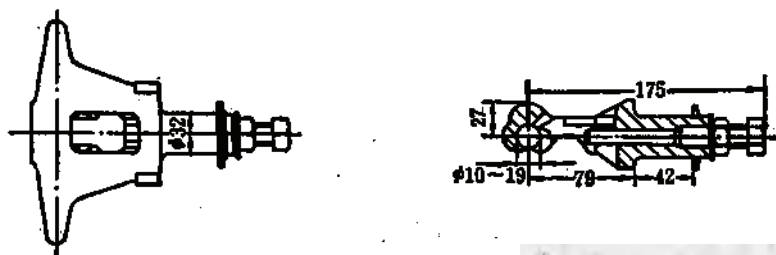


图 2-10-34 抱索器

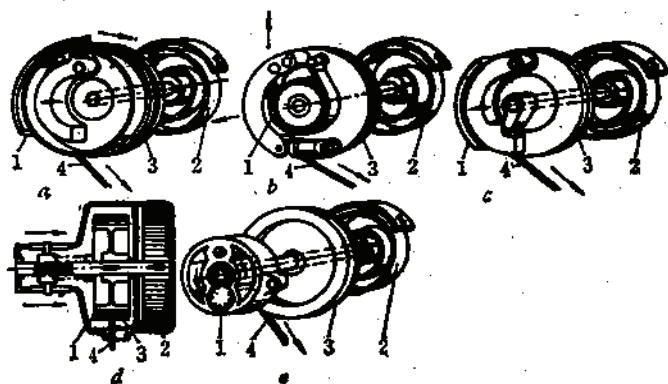
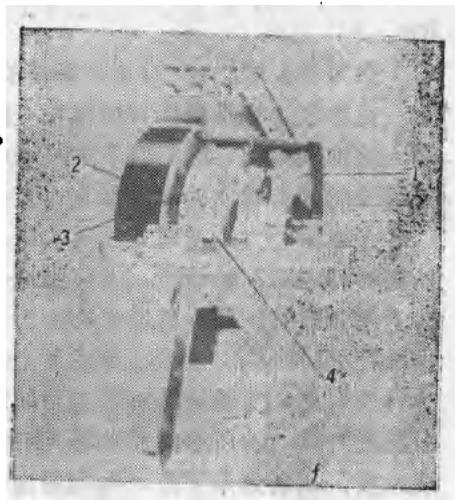


图 2-10-35 拖牵盒

a、b、f—带式离心型；c—离心重锤块附加力型；d—螺旋弹簧轴向摩擦型；e—液压齿轮泵型

1—制动器；2—板状发条弹簧；3—卷筒；4—拖牵索



拖牵索通常采用直径为6~8mm的尼龙编织绳索,它能减缓过支架和起动时的振动。有时也采用细钢丝绳作拖牵索。拖牵索长度一般为6~9m。

固定安装、固定抱索器的拖牵式索道,多数情况下采用双人T形拖座,它是端部带有鞍蹬式横臂的拉杆。单人托座是一个在端部如圆盘的拉杆。

为了让滑雪者能独立方便地登上索道,多采用长拉杆(1.45m)的托座,乘索道时不要向下拉托座。拉杆是直径为30~35mm的铝管,外面衬有塑料包皮,质量较轻(约1.7kg)。横臂或圆盘用坚韧不脆的塑料制成。

在具有活动抱索器固定安装的拖牵式索道中,拖牵座没有拖牵索,下端仅具有圆盘托座的伸缩杆。抱索器也具有特殊形状,只有在施加负载和在滑雪者抓住拖座使拖牵座倾斜时才能使其与牵引索挂结。当滑雪者摆脱拖牵座后,拖牵座自重所产生的抱索力能使其自动地绕过终端轮和中间支架返回下站。这种伸缩杆靠装入杆中的螺旋弹簧和空气阻力达到平稳起动。当滑雪者丢开拖牵座后,弹簧将托座自动提起。

10.5.3 驱动装置和拉紧装置

拖牵式索道的驱动机常常设置在下站,拉紧装置设在上站或与驱动机一起设在下站,可以用重锤拉紧,也可以采用液压拉紧。将驱动机和拉紧装置都设在上站或将驱动机设在上站,将拉紧装置设在下站,因供电和维护检修都不方便所以很少采用。

拉紧装置设在下站时,将驱动机和拉紧装置组合起来,驱动机装在行走小车上并可在架空轨道上移动(图2-10-36)。驱动机采用一套制动器,装设在减速机 and 电动机间的联轴器上。拉紧索通过滑轮系统,和拉紧重锤相连。驱动机行走小车的有效行程~3m,重锤支架高8m左右。此时,上站只装设一个迂回轮,如图2-10-37所示。

拉紧装置设在上站时,将拉紧轮装在行走小车上,可在站架轨道上移动。下站驱动机安装在立柱上(如图2-10-42所示)。这种配置用于运输能力大的拖牵式索道。

固定安装的拖牵式索道,驱动轮,迂回轮与牵引索直径之比应大于或等于80~100倍,其索距一般取1.5到2.5m,很少达到3m。移动安装的拖牵式索道,驱动轮与牵引索直径之比应大于或等于60~80倍。

牵引索在驱动轮和迂回轮上的围包角一般为180°。

10.5.4 支架和支架设备

在平面上拖牵式索道线路一般是直线的,为适应滑雪线路要求,有时也作成折线的。

在线路上,空、重载两侧牵引索的索距通常是恒定的,但有时为适应某种转角的要求,索距有很大变化。

在索距恒定时,为了在较小索距情况下满足较宽雪道的要求,空、重载两侧的支架横担长度通常设计成不等长。

当索距变化很大时,空、重载两侧牵引索可分别用单独的支架支承。

图2-10-38所示为垂直立柱和倾斜立柱的双臂T型支架。前者重载侧横担较长,而后者空载侧较长。

图2-10-39所示为两条索道并行时,有独立横担和联合横担的双柱双臂支架。

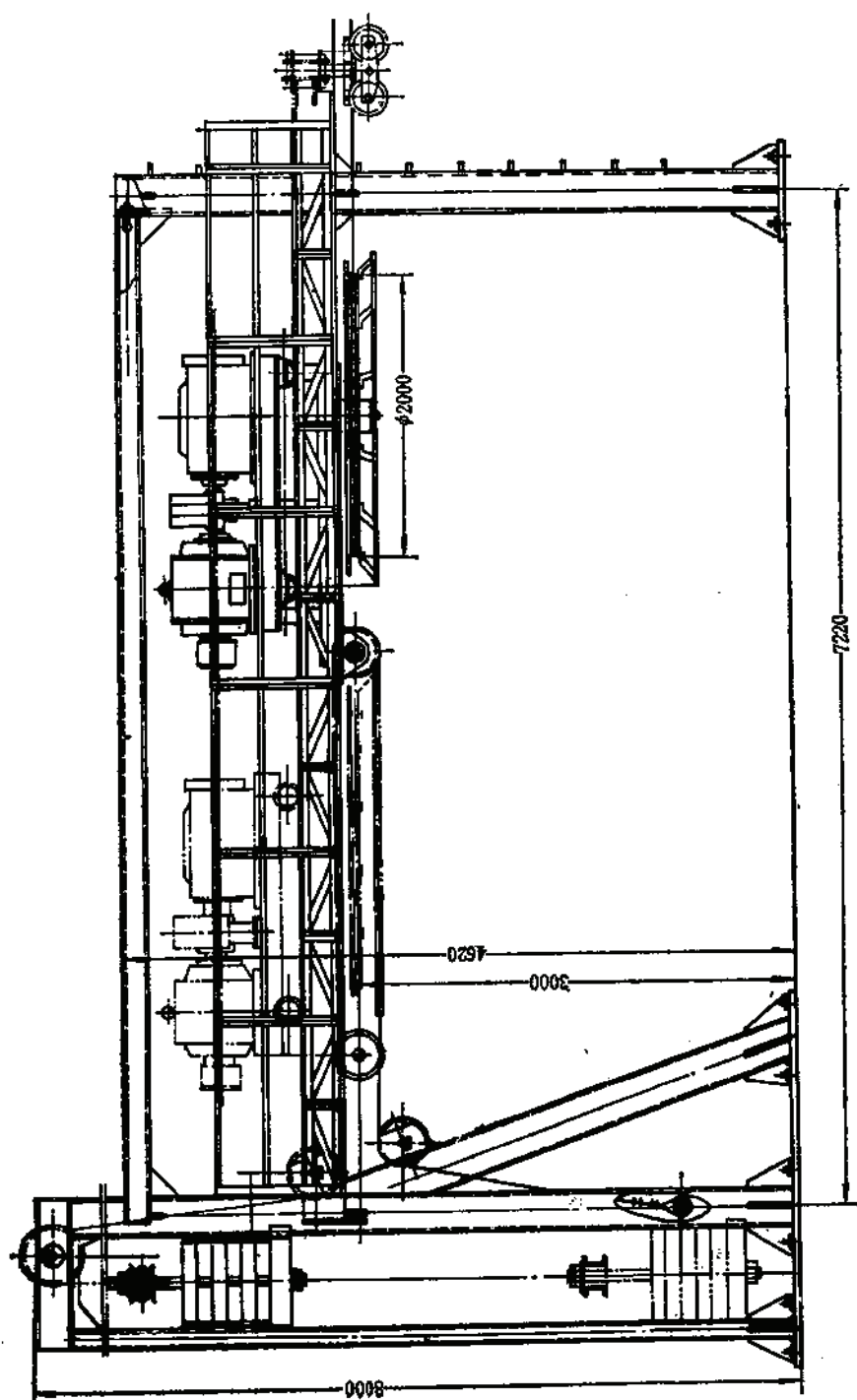


图 2-10-36 驱动-拉紧联合装置

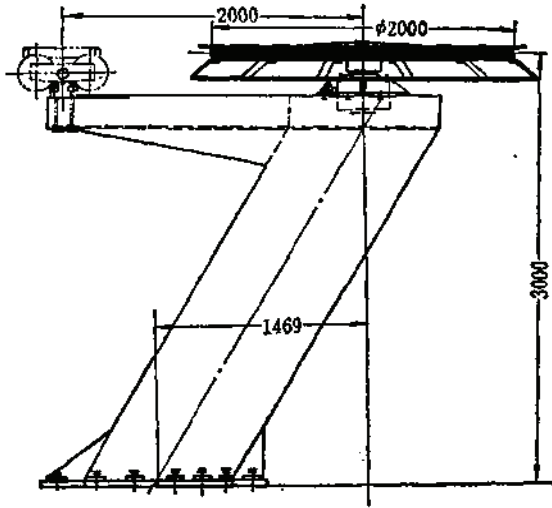


图 2-10-37 迂回轮

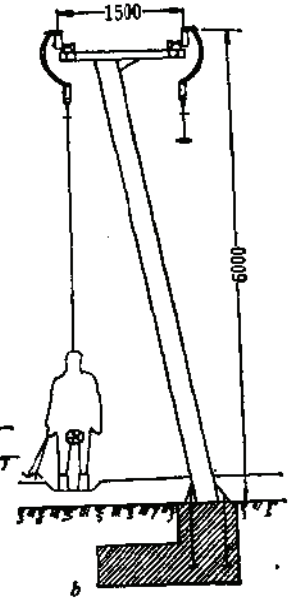
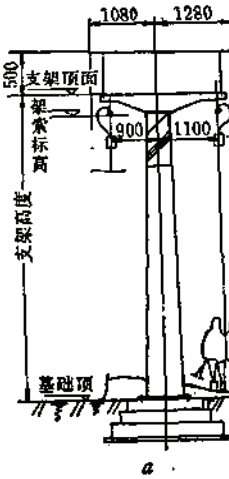


图 2-10-38 T型支架

a—垂直立柱的, b—倾斜立柱的

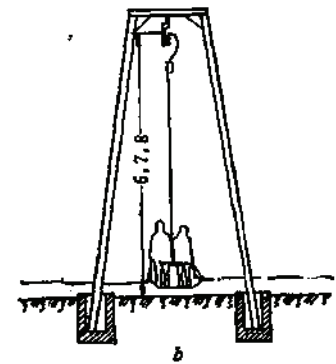
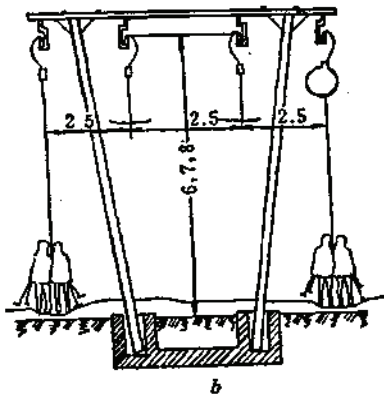
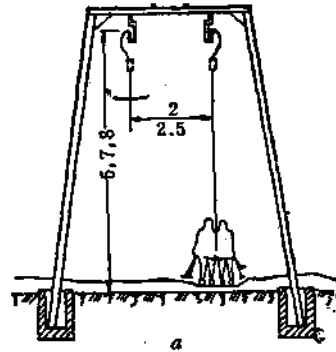
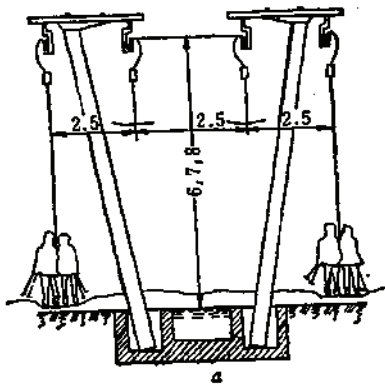


图 2-10-39 双柱双臂支架

a—独立横担, b—联合横担

图 2-10-40 门式支架

a—双侧牵引索, b—单侧牵引索

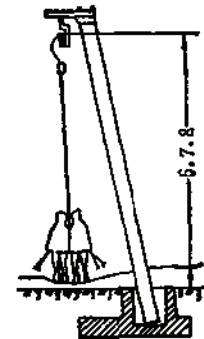


图 2-10-41 单侧牵引索的单臂支架

图2-10-40所示为双侧和单侧牵引索的门式支架。

图2-10-41为单侧牵引索的单臂支架。

双侧牵引索的支架，用于索距恒定或变化很小的拖牵式索道。而单侧牵引索的支架，用于索距变化很大的拖牵式索道。

支架立柱通常用单根钢管或用钢板组焊而成，上面架设横担、起重架和检修平台。

支架高度一般为6~8m。在雪被特厚的地方，有时采用高达12m且横担可移动的支架。

支架底座通过地脚螺钉固定在混凝土基础上，或者没有底座、直接将立柱插入混凝土基础中。

支架上装二轮或四轮托索轮组或压索轮组，轮径与牵引索直径之比为12，一般为200~300mm。在牵引索作用在支架上的压力较小，或者负载变化可能改变压力方向时，通常装设托压索轮，托（或压）索轮组均设有防止向内侧跳索的导板。

不通视的支架上，应装设脱索检测装置，脱索时能自动地使索道停车。

10.5.5 站房设计

拖牵式索道一般采用敞露式站房。

固定抱索器拖牵式索道的下站，在驱动器前第一跨支架间设一个上车平台，在平台上方牵引索的坡度缓慢增加。

在高运输能力的拖牵式索道上，当拖牵座的运行间隔时间接近5秒时，必须在驱动轮下面直接组织滑雪者靠近牵引索轴线上车。这样组织上车时的最优速度是3m/s。此时，如果将驱动器直接安装在立柱上，则驱动轮直径应不小于2.5m，如图2-10-42所示。

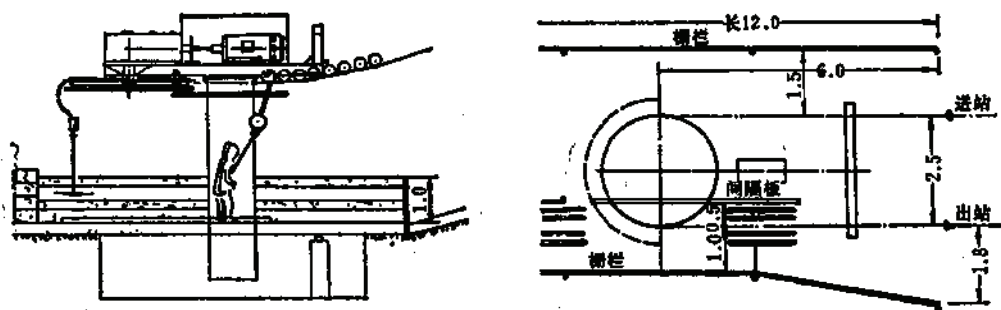


图 2-10-42 直接在驱动轮下组织上车的下站

上车平台长度应大于2.5倍运行速度。

下车点通常设在距上站一定距离处，以便于让滑雪者在到上站前有充裕的时间摆脱拖牵座，而且使拖牵索足以将拖座完全收回，避免拖牵座撞击或卡住迂回轮，甚至把牵引索从迂回轮上刮脱下来。该距离(m)应不小于运行速度(m/s)的16倍，而拖牵座通过这段距离所需的时间应大于拖牵索卷收时间的2倍。如果在下站平台之后设一段倾斜的狭路，让拖牵座沿着狭路的雪面上滑动，在迂回轮前拖牵座的运行和拖牵索的收回会更加平

稳。

下车平台应当是平的或者微倾向运行方向。平台长度(m)应不小于牵引索运行速度(m/s)的三倍。还要在平台附近设一个有取暖的小屋,以便于值班员在那里可利用电话和按钮使索道停车。

在拖牵索未能卷收或者滑雪者未能在规定点摆脱拖牵座时,能使索道停车。

监视拖牵索卷收的信号发送装置,应布置在拖牵座完全收回高度的0.5m以下。

10.5.6 基本参数

运行速度在1.6~5.5m/s范围内选取。它取决于拖牵座和伸缩机构,其中包括是否有制动器和制动器的质量。如果采用没有缓冲装置的拖牵座,最大运行速度不大于2m/s。

滑雪者从上车点起动时的最大加速度不大于 2m/s^2 。

拖牵座间隔距离应大于运行速度的2倍,但乘坐间隔时间应在5秒以上。

当牵引索直径在20mm以内时,采用6×7型线接触的钢绳。当直径大于20mm时,采用6X(19)型的钢绳。公称抗拉强度在2060MPa以内。编结长度为牵引索直径的1000倍以上。一个封闭环内最多允许2个接头。

新牵引索的抗拉安全系数 $n \geq 4.5$,拉紧索 $n \geq 5$ (不计及惯性力)。

在最不利的负载情况下,驱动轮的防滑安全系数不小于1.25。

牵引索的最小拉力应大于横向载荷的15倍。但多数情况下,决定于驱动轮的防滑条件。

10.5.7 拖牵力、拖牵角和运行阻力

由于拖牵式索道的线路是贴附地形敷设的,支架高度变化不大,而且地形的局部凹凸不平已由雪被填补,在此条件下假定滑雪道的雪面倾角和牵引索的弦倾角一致,则拖牵式索道拖牵滑雪者的作用力如图2-10-43所示。

10.5.7.1 拖牵力和拖牵角的计算

由作用在拖牵点O的三个力 E 、 Q_v 、 Z 的平衡条件,求出作用于挂结点C的拖牵力为:

$$Z = Q_v \frac{\sin(\alpha + \rho)}{\cos(\delta - \rho)} \quad (2-10-6)$$

$$\rho = \text{tg}^{-1} \mu$$

式中 Z ——拖牵力, N;

Q_v ——人体载荷, N;

α ——弦倾角, ($^\circ$);

ρ ——摩擦角, $\rho = 4^\circ \sim 5.711^\circ$;

μ ——滑雪板与雪面摩擦系数, 可取

$$\mu = 0.07 \sim 0.1;$$

δ ——拖牵角, ($^\circ$)。

拖牵角按下式求:

$$\delta = \sin^{-1} \left(\frac{a}{S} \right) \approx \sin^{-1} \left(\frac{H_v \cos \alpha - b}{S} \right) \quad (2-10-7)$$

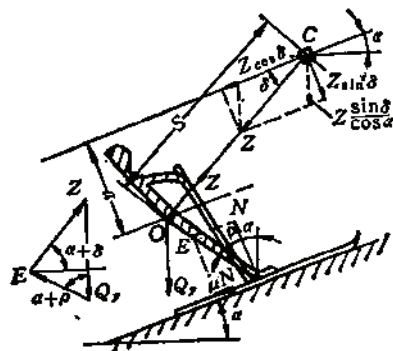


图 2-10-43 拖牵滑雪者的受力分析

式中 a ——人体重心和牵引索的距离, m;
 S ——拖牵座长度, m;
 H_s ——支架平均高度, m;
 b ——滑雪者直立时臀部以下高度, m。

10.5.7.2 最大圆周力的计算

1. 重载侧牵引索拉力的增加值

$$\Delta t_k = \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} + \frac{Z \cos \delta}{\lambda \sin \alpha} \right) \Sigma h + f_0 \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} + \frac{Z \sin \delta}{\lambda \cos \alpha} \right) \Sigma l \quad (2-10-8)$$

式中 q_0 ——牵引索每米重力, N;
 Q_0 ——拖牵座重力, N;
 f_0 ——线路阻力系数;
 h ——支架上索底高差, m;
 l ——跨距, m;
 λ ——乘座间隔, m。

其余符号同前。

2. 空载侧牵引索拉力增加值

$$\Delta t_k = - \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} \right) \Sigma h + f_0 \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} \right) \Sigma l \quad (2-10-9)$$

式中符号同前式。

3. 驱动轮上的最大圆周力

$$P_{\max} = \frac{Z \cos \delta}{\lambda \sin \alpha} \Sigma h + f_0 \left[2 \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} \right) + \frac{Z \sin \delta}{\lambda \cos \alpha} \right] \Sigma l \quad (2-10-10)$$

式中 δ 和 α 按全线路平均值计算。

上述计算忽略了托索轮、压索轮的区别, 未计及牵引索拉力本身和弦折角以及迂回轮阻力的影响。

10.5.7.3 牵引索拉力的计算

在驱动机和拉紧装置组合起来设在下站时, 考虑上述因素后, 沿牵引索封闭环运行方向逐个支架计算牵引索的拉力如下(图2-10-44)。

(1) 重载侧(从 $i=1$ 计算到 $i=n+1$, n 为支架总数)

第 i 个支架前的拉力为

$$t_{q(i)} = t_{H(i-1)} + \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} + \frac{Z_{(i)} \cos \delta_{(i)}}{\lambda \sin \alpha_{(i)}} \right) h_{(i)} \quad (2-10-11)$$

第 i 个支架后的拉力为

$$t_{H(i)} = t_{q(i)} \left(1 \pm 2f_0 \sin \frac{\delta_{(i)}}{\alpha} \right) \pm \frac{f_0}{2} \left[\left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} + \frac{Z_{(i)} \sin \delta_{(i)}}{\lambda \cos \alpha_{(i)}} \right) l_{(i)} + \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} + \frac{Z_{(i+1)} \sin \delta_{(i+1)}}{\lambda \cos \alpha_{(i+1)}} \right) l_{(i+1)} \right] \quad (2-10-12)$$

式中 $\delta_{(i)}$ ——支架上的弦折角, 采用托索轮时取“+”, 采用压索轮时取“-”;

(2) 迂回轮后的拉力为

$$t_{H(n+1)} = t_{q(n+1)} (1 + C) \quad (2-10-13)$$

式中 C ——为牵引索刚性阻力系数与迂回轮轴承阻力系数之和。

(3) 空载侧 (从 $i = n + 1$ 计算到 $i = 1$)

第 i 个支架前的拉力为

$$t_{q(i)} = t_{H(i+1)} - \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} \right) h_{(i+1)} \quad (2-10-14)$$

第 i 个支架后的拉力为

$$t_{H(i)} = t_{q(i)} \left(1 \pm 2f_0 \sin \frac{\delta_{0(i)}}{2} \right) \pm \frac{f_0}{2} \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} \right) (l_{(i+1)} + l_{(i)}) \quad (2-10-15)$$

拉力从驱动轮一侧开始又计算到驱动轮另一侧, 两侧拉力之和的一半即为要求的拉紧重锤重力 (图2-10-36)。式中 $\pm$ 号用法同前。

10.5.8 线路选择和线路计算要点

10.5.8.1 线路选择

1. 上、下站位置

拖牵式索道的下站, 应靠近滑雪线路终点, 选择在水平或缓倾斜的地段, 其面积应满足组织滑雪者乘索道需要。

上站宜布置在凸起地段, 并应保证能顺利地通达滑雪线路的起点。

2. 最大线路倾角

(1) 线路的平均倾角不应大于 60% (31°), 线路的个别地段不应大于 80% (39°)。

(2) 为旅游服务时, 线路倾角不大于 50% (27°)。

(3) 旅客用手握紧拖牵座时, 允许倾角在 40% (22°) 以内。

(4) 没有拖牵座, 旅客用手直接抓紧牵引索时, 为 25% (14°)。

为使滑雪者从索道线路的任一点都能滑向雪场, 横交线路方向的上坡坡度不大于 $4 \sim 5\%$ ($2.3^\circ \sim 2.9^\circ$)。

3. 线路

(1) 应避开切割得严重的地形, 将线路布置在相等坡度或倾角变化平缓的斜坡上。

(2) 除了上下车平台之外, 只允许线路具有 3% (1.7°) 以下的反向坡度, 而且其长度较短。

(3) 不允许将索道线路建设在雪崩区和落石区内。

(4) 力求避免与滑雪线路相交。如果相交不可避免, 应当用栏栅将索道隔离, 而且栏栅的设置应让向下滑行的滑雪者从较远的地方就能看到, 以便于引起注意并以较低的速度绕过它。

(5) 不允许让索道线路与冬季使用的公路相交。

10.5.8.2 有关规定和线路计算要点

1. 最小安全距离

(1) 滑雪道中心线与支架等构筑物的距离应在 0.6m 以上。双人拖牵座的滑雪道不小于 2m , 单人拖牵座为 1m 。

(2) 根据拖牵座类型不同, 牵引索应高于雪面足够的距离, 保证索道构件不会危及滑雪者。

(3) 牵引索距雪面的最大高度, 还要按拖牵一个质量为 30kg 的物体, 在最不利条件

下,也不至于被提起来进行校验。

支架布置应尽可能保证使牵引索与地面平行。建议支架的最小间距为8~10m。

2. 线路计算要点

线路计算方法原则上与单线循环式货运索道相同,只是重载侧集中载荷为 $Q = Q_0 + \frac{Z \sin \delta_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}}$,空载侧集中载荷为 Q_0 。此处不再赘述。

运输能力大的拖牵式索道,拖牵座间距相当小,也可按均布载荷计算。

牵引索靠贴在支架托、压索轮上的条件如下:

(1) 牵引索作用在支架索轮上的压力(N),不小于相邻两跨长度总和(m)的8倍。

(2) 对于托索轮支架不小于600N,但小于1000N时应采用托-压索轮支承。

(3) 对于压索轮支架不小于1000N,但小于1800N时应采用托-压索轮支承。

(4) 每个托索轮上的压力不小于300N,每个压索轮上的压力不小于500N。

10.5.9 计算例题

一条采用固定抱索器拖牵式索道,双人拖牵座,空拖牵座重力 $Q_0 = 234\text{N}$,运行速度为 $v = 2.5\text{m/s}$,小时运输能力 $A_s = 300$,每人按65kg计算,有效载荷 $Q_s = 1275\text{N}$,用驱动-拉紧联合装置驱动和拉紧,并设在下站。

10.5.9.1 索道的基本参数计算

拖牵座的间隔时间

$$t = \frac{3600n_s}{A_s} = \frac{3600 \times 2}{300} = 24\text{s}$$

拖牵座间隔距离

$$\lambda = vt = 2.5 \times 24 = 60\text{m}$$

牵引索: 6×7同向捻钢丝绳

$$d = 18.5\text{mm}$$

$$\sigma_s = 1370\text{MPa}$$

$$q_0 = 1.25 \times 9.81 = 12.35\text{N/m}$$

$$f_s = 18450 \times 9.81 \times 0.88 = 159275\text{N}$$

驱动轮出绳侧初拉力取 $f_s = 15700\text{N}$

10.5.9.2 线路计算

线路侧型计算见表2-10-6,表中的符号和公式说明如下:

(1) 采用如图2-10-44, a所示的支架编号,支架 $(i-1)$, (i) 和 $(i+1)$ 的索底标高(m)分别为 $H_{(i-1)}$, $H_{(i)}$ 和 $H_{(i+1)}$,跨距为 $l_{(i)}$ 和 $l_{(i+1)}$ 。

相邻支架的索底高差(m)为 $h_{(i)} = H_{(i)} - H_{(i-1)}$, $h_{(i+1)} = H_{(i+1)} - H_{(i)}$ 。

弦倾角($^\circ$)为 $\alpha_{(i)} = \lg^{-1} \frac{h_{(i)}}{l_{(i)}}$, $\alpha_{(i+1)} = \lg^{-1} \frac{h_{(i+1)}}{l_{(i+1)}}$ 。

(2) 重载侧集中载荷 $Q_{(i)} = Q_0 + \frac{Z_{(i)} \sin \delta_{(i)}}{\cos \alpha_{(i)}}$, 空载侧集中载荷为 Q_0 。

(3) 拖牵角($^\circ$) $\delta_{(i)}$ 按(2-10-7)式求之,式中 $b = 0.6\text{m}$, $S = 11\text{m}$ 。

(4) 拖牵力(N) $Z_{(i)}$ 按(2-10-6)式求之,式中 $\rho = 5.711^\circ$ 。

(5) 重载侧和空载侧牵引索拉力(N)按(2-10-11)~(2-10-15)式求之。式中符号见图

2-10-44b和c, $f_0 = 0.02$ 。

(6) 空牵引索钢绳倾角($^\circ$) β 、最小折角($^\circ$) $\delta_{\min}$ 、拖牵座接近支架下站侧时的总倾角($^\circ$) θ 以及最大折角 $\delta_{\max}$ 分别按下式求之,并可参见图2-10-44, b和c。

重载侧: $\beta_{Q(t)} = \alpha_{(t)} + \sin^{-1}(q_0 l_{(t)} / 2t_{Q(t)})$

$\beta_{H(t)} = \alpha_{(t+1)} - \sin^{-1}(q_0 l_{(t+1)} / 2t_{H(t)})$

$\delta_{(t)\min} = \beta_{Q(t)} - \beta_{H(t)}$

$\theta_{Q(t)} = \alpha_{(t)} + \sin^{-1} \left[\frac{q_0 l_{(t)} + 2Q_{(t)}(1 + Z_{(t)}) \cos \alpha_{(t)}}{2t_{Q(t)}} \right]$

$\theta_{H(t)} = \alpha_{(t+1)} - \sin^{-1} \left[\frac{q_0 l_{(t+1)} + 2Q_{(t+1)} Z_{(t+1)} \cos \alpha_{(t+1)}}{2t_{H(t)}} \right]$

$\delta_{(t)\max} = \theta_{Q(t)} - \theta_{H(t)}$

式中 $Z_{(t)}$ 为集中荷载分配系数。空载侧依此类推。

(7) 支架上的负荷

重载侧: 垂直分力(N)为 $R_{Q(t)} = t_{Q(t)} \sin \theta_{Q(t)} - t_{H(t)} \sin \theta_{H(t)}$

水平分力(N)为 $R_{H(t)} = t_{Q(t)} \cos \theta_{Q(t)} - t_{H(t)} \cos \theta_{H(t)}$

合力(N)为 $R_{(t)} = \sqrt{R_{Q(t)}^2 + R_{H(t)}^2}$

空载侧依此类推。

10.5.9.3 选型和校核

1. 牵引索的安全系数校核

由表2-10-6中查出, 空载侧牵引索拉力(N) $t_{H(1)}$, = 27666为最大, 此时牵引索安全系数

$$n = \frac{t_p}{t_{\max}} = \frac{159275}{27666} = 5.76 > 4.5, \text{ 满足要求}$$

2. 电动机功率和驱动轮防滑安全系数

由表2-10-6中查出, 驱动轮出绳边拉力(N), $t_o = 15700$, 驱动轮入绳边之拉力(N) $t_i = 23976$, 当忽略驱动轮处钢绳刚性阻力和驱动轮轴承阻力时, 驱动轮圆周力(N)为,

$$P = t_i - t_o = 23976 - 15700 = 8276$$

则电动机功率为,

$$N = \frac{Pv}{1000\eta} = \frac{8276 \times 2.5}{1000 \times 0.85} = 24.34 \text{ kW}$$

选用28kW标准电动机。

驱动轮防滑安全系数,

$$K = \frac{t_o(e^{\mu\alpha} - 1)}{t_i - t_o} = \frac{15700(e^{0.2\pi} - 1)}{23976 - 15700} = 1.667 > 1.25, \text{ 满足要求 } (\mu = 0.2, \alpha = \pi).$$

如果使用(2-10-10)式近似计算($f_0 = 0.035$), 则

$$P_{\max} = \frac{Z \cos \delta}{\lambda \cos \alpha} \Sigma h + f_0 \left[2 \left(q_0 + \frac{Q_0}{\lambda} \right) + \frac{Z \sin \delta}{\lambda \cos \alpha} \right] \Sigma l$$

$$\Sigma h = 259 \text{ m}, \quad \Sigma l = 819.4 \text{ m},$$

$$\alpha = \tan^{-1} \frac{259}{819.4} = 17.54^\circ$$

全线路支架平均高度 $H_p = 5.61 \text{ m}$,

平均拖牵角

$$\delta = \sin^{-1} \left(\frac{H_p \cos \alpha - b}{S} \right) = \sin^{-1} \left(\frac{5.61 \cos 17.54^\circ - 0.6}{11} \right) \approx 25.58^\circ$$

平均拖牵力

$$Z = Q \frac{\sin(\alpha + \rho)}{\cos(\delta - \rho)} = 1275 \frac{\sin(17.54^\circ + 5.711^\circ)}{\cos(25.58^\circ - 5.711^\circ)} = 535 \text{ (N)}$$

拖 牵 式 索 道 线

支 架 编 号	跨 距 l (m)	索底 标高 H (m)	索底 高差 h (m)	弦倾角 α (°)	弦折角 δ (°)	跨间 集中 载荷 数 n (个)	跨间 集中 载荷 分配 系数 τ	重 量							最 小 折 角 δ_{min} (°)
								积雪面 标 高	雪面上 支架高	跨 间 支 架 平均高 H_F	拖牵角 δ	拖牵 力 Z	牵引索 拉 力 (N) t_0	空 索 倾 角 (°) β_0	
								(m)	(m)	(m)	(°)	(N)	t_N	β_N	
下站	0.720	314.5	0.0	0°		1	0					0	15700	0.15°	
1		314.5			-18.04°			311.5	3.0				15790	17.21°	-17.08°
	36.841		12.0	18.04°		1	0			4.0	16.93°	524	16309	18.84°	
2		326.5			-0.42°			321.5	5.0				16334	18.38°	2.46°
	95.845		32.0	18.46°		2	0.4062			6.65	31.26°	579	17688	20.38°	
3		358.5			-0.03°			350.21	8.29				17729	16.64°	3.74°
	92.707		31.0	18.49°		2	0.3862			6.99	33.24°	590	19037	20.21°	
4		389.5			+0.18°			383.81	5.69				19079	16.56°	3.65°
	94.568		31.3	18.31°		2	0.3977			6.75	31.87°	578	20403	19.95°	
5		420.8			+1.26°			413.0	7.8				20458	15.06°	4.89°
	114.796		35.2	17.05°		3	0.5009			7.46	36.43°	574	21954	18.90°	
6		456.0			+0.31°			448.88	7.12				21990	16.12°	2.78°
	38.239		11.5	16.74°		1	0			7.00	33.70°	552	22482	17.34°	
7		467.5			+3.09°			460.61	6.89				22526	12.74°	4.60°
	57.662		14.0	13.65°		1	0			5.70	26.68°	453	23154	14.63°	
8		481.5			-8.09°			477.0	4.50				23258	19.76°	-5.23°
	130.416		52.0	21.74°		3	0.7180			5.65	25.00°	623	25424	23.56°	
9		533.5			+0.31°			526.71	6.79				25471	20.40°	3.16°
	74.129		29.1	21.43°		2	0.2466			6.69	30.77°	642	26676	22.41°	
10		562.6			+2.15°			556.02	6.58				26716	19.04°	3.37°
	18.012		6.3	19.28°		1	0			5.38	24.02°	568	26983	19.52°	
11		568.9			+6.03°			564.72	4.18				27047	12.99°	6.53°
	19.540		4.6	13.25°		1	0			4.15	18.22°	424	27256	13.51°	
12		573.5			+13.25°			569.38	4.12				27392	-0.52°	14.03°
	39.903		0.0	0°		1	0			3.56	15.61°	129	27892	+0.52°	
上站		573.5						570.5	3.0						

路侧型计算表

表 2-10-6

侧							空							载							侧						
集中 负荷 Q (N)	总倾角 (°) θ_Q θ_H	最 大 折 角 δ_{max} (°)	垂 直 分 力 R_C (N)	水 平 分 力 R_S (N)	合 力 R (N)	托 压 索 轮 形式	牵引索 拉 力 (N) T_H T_Q	空索 倾角 (°) β_H β_Q	最 小 折 角 δ_{min} (°)	总倾角 (°) θ_H θ_Q	最 大 折 角 δ_{max} (°)	垂 直 分 力 R_C (N)	水 平 分 力 R_S (N)	合 力 R (N)	托 压 索 轮												
234	1.01° 17.21°	-16.20°	-4395	615	4438	四压	23976 23834	0.10° 17.47°	-17.39°	0.66° 17.49°	-16.83°	-6887	1242	6998	四压												
394	20.16° 15.95°	4.21°	1132	-395	1199	二托	24029 24011	16.58° 17.05°	1.53°	19.11° 16.83°	2.28°	914	-278	955	二托												
317	21.75° 15.96°	5.79°	1680	-617	1790	二托	24531 24501	19.84° 17.15°	2.69°	20.57° 16.95°	3.62°	1476	-470	1549	二托												
575	22.49° 15.93°	6.56°	2046	-757	2182	二托	25005 24973	19.80° 16.97°	2.83°	20.51° 16.77°	3.74°	1556	-491	1632	二托												
555	22.02° 14.27°	7.75°	2607	-912	2762	二托	25482 25437	19.62° 15.45°	4.17°	20.32° 15.20°	5.12°	2180	-651	2275	二托												
591	21.12° 16.12°	5.00°	1805	-646	1917	二托	26009 25981	18.61° 16.22°	2.39°	19.35° 16.22°	3.13°	1360	-407	1420	二托												
554	18.69° 12.74°	5.95°	2237	-675	2337	二托	26168 26124	17.93° 12.84°	4.39°	17.75° 12.87°	4.88°	2159	-545	2227	二托												
443	15.60° 18.91°	-3.31°	-1728	298	1754	二压	26351 26307	14.42° 19.99°	-5.57°	14.92° 19.65°	-4.73°	-2062	688	2174	二压												
517	25.42° 21.10°	5.32°	2160	-957	2363	二托	27152 27116	23.44° 20.46°	2.98°	24.23° 20.35°	3.88°	1713	-664	1837	二托												
587	23.88° 19.04°	4.64°	2084	-862	2255	二托	27589 27553	22.38° 19.05°	3.33°	22.94° 19.05°	3.89°	1760	-637	1872	二托												
479	20.48° 12.99°	7.49°	3361	-1077	3529	二托	27655 27591	19.51° 13.00°	6.51°	19.99° 13.00°	6.99°	3247	-895	3368	二托												
370	14.26° -0.52°	14.78°	6739	-975	6309	四托	27666 27529	13.50° -0.51°	14.01°	13.97° -0.51°	14.48°	6924	-680	6957	四托												
269	1.08°						27529	-0.51°		1.00°																	

$$\begin{aligned} \text{故 } P_{\text{max}} &= \frac{535 \cos 25.58^\circ}{60 \times \sin 17.54^\circ} \times 259 + 0.035 \left[2 \left(12.35 + \frac{234}{60} \right) + \frac{535 \times \sin 25.58^\circ}{60 \times \cos 17.54^\circ} \right] \times 819.4 \\ &= 7959.4 (\text{N}) \end{aligned}$$

此时电动机功率为 $N' = \frac{7959.4 \times 2.5}{1000 \times 0.85} = 23.41 < 24.34 \text{ kW}$ 。故可知, 计及弦折角阻力, 迂回轮阻力后, f 取 0.02 时的圆周力值尚大于近似计算中 f 取 0.035 所得之值。

3. 支架托索轮和压索轮的轮数

在表 2-10-6 中, 凡合力 $R > 3924 \text{ N}$ 者采用四轮托索轮或压索轮, 合力 $R < 3924 \text{ N}$ 者采用二轮托索轮或压索轮。托索时 R 为 “+”, 压索时 R 取 “-”。

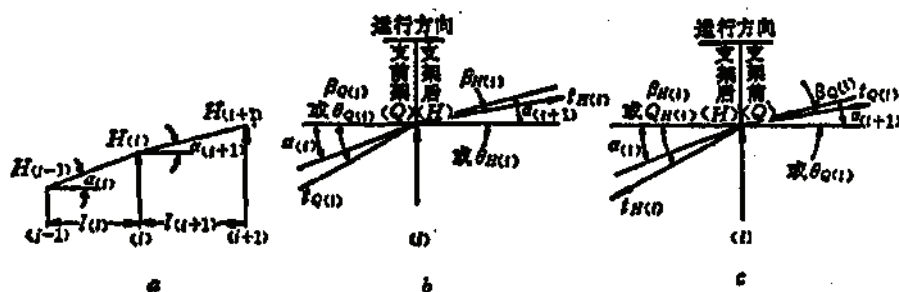


图 2-10-44 支架编号和计算参数的符号

10.6 单线往复吊舱式索道

10.6.1 应用特点

这种索道在索系上与单线循环式索道一样, 在运行方式上与双线往复式索道一样。因此, 在设计时, 既要遵守单线循环式客运索道的有关规定, 又要遵守双线往复式客运索道的有关规定。

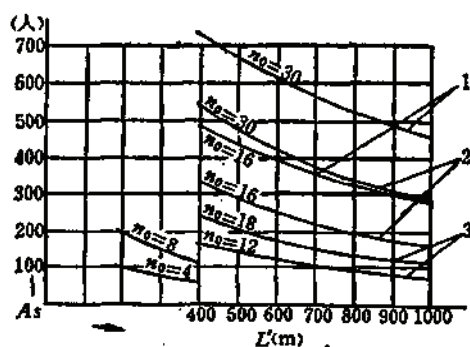


图 2-10-45 小时运输能力与客车容量、运行速度和运输距离间的关系曲线图

1. $v = 7.0 \text{ m/s}$, $a = 0.35 \text{ m/s}^2$;
 2. $v = 3.5 \text{ m/s}$, $a = 0.2 \text{ m/s}^2$;
 3. $v = 2.0 \text{ m/s}$, $a = 0.1 \text{ m/s}^2$;
- n —— 客车容量(人)

它是一种适应地形特征很强的索道。特别适宜于运输能力不大, 但地形凹陷又比较复杂或者地形坡度较大的地方, 如矿山、电视发射转播台、微波通讯站等处, 运送人员上下班、运输生活物资和建筑材料等, 以改善生活居住条件; 把风景疗养区和旅游区的风景点连接起来, 运行 3~5 分钟, 可改善休息和疗养条件。索道单向小时运输能力可以从几十人到 500 人。图 2-10-45 表示单向小时运输能力与客车容量、运行速度和运输距离的关系。

10.6.2 基本参数的确定

(1) 运行速度: 在单跨索道中, 通

常为6~8m/s。设有中间支架的往复式索道，其最大速度不宜超过4m/s。

(2) 客车容量和重车重力：每辆客车一般为4人和6人，每组客车一般为2辆或3辆。每辆重车的重力最好控制在6000N以内。

为减小吊舱自身载荷，建议采用轻质高强度材料如铝合金，高强度工程塑料或玻璃钢等加工制造。

(3) 小时运输能力 A_h (人)：

$$A_h = n_s \frac{3600}{T} \quad (2-10-16)$$

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5$$

$$t_1 = \frac{L'}{v}$$

$$t_2 = an_s$$

$$t_3 \text{ (或 } t_4) = \frac{v}{0.4 \sim 0.6}$$

式中 n_s ——客车容量，人；

T ——单程运行时间，s；

t_1 ——客车在线路 L' 上的等速运行时间，s；

L' ——等速运行的行程，m；

t_2 ——乘客上车和下车时间，s；

a ——乘客平均上车时间取 $a = 2 \sim 3s$ ；

t_3 ——启动时间(按正常启动条件计；取平均加速度为 $0.4 \sim 0.6m/s^2$)，s；

t_4 ——制停时间，s；

t_5 ——关车门和发送信号时间，一般取 $10s$ 。

10.6.3 计 算 特 点

在单线往复式索道中，随着跨距的不同或同一跨内客车位置的不同，牵引索的拉力及其分力是不断变化的(图2-10-46)。对不同位置客车所产生的拉力以及有关几何参数计算按下面的公式进行。第 K 跨内下部支架上牵引索的拉力 t_k (N)：

$$t_k = t_{\min} \pm q_0 \sum_{j=1}^{K-1} h_j \pm \sum_{j=1}^K \Delta t_j \quad (2-10-17)$$

$$t_{\min} \sim H_0 = (10 \sim 12) Q$$

式中 $t_{\min}$ ——重锤附近牵引索的最小拉力，N；

q_0 ——牵引索每米重力，N/m；

h_j ——第 j 跨的高差，m；

Δt_j ——第 j 支架和下站索轮组的阻力，N；

Q ——重客车重力，N。

第 k 跨内牵引索拉力的水平分力 H_k (N)：

$$H_k = t_k \cos \alpha_k \sqrt{1 - \frac{(q_0 l_k^2 + 2Q \times \cos \alpha_k)^2}{4t_k^2 L_k^2}} + \left(q_0 \frac{l_k}{2} + Q \frac{x}{l_k} \cos \alpha_k \right) \sin \alpha_k \quad (2-10-18)$$

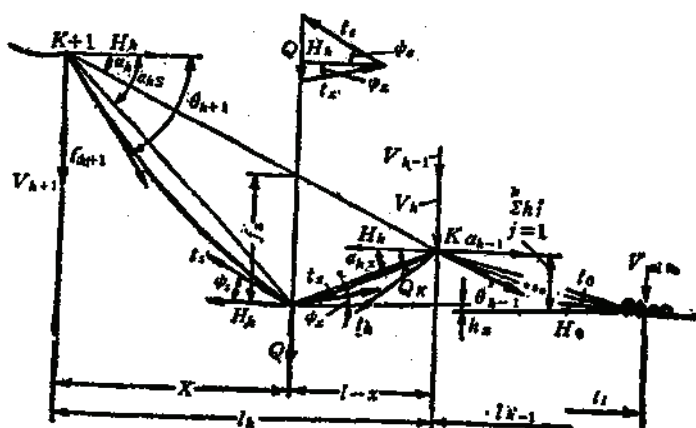


图 2-10-46 单线往复式计算简图

式中 α_k ——第 k 跨弦倾角, ($^\circ$);

l_k ——第 k 跨跨距, m;

x ——客车至 $k+1$ 支架的平距, m;

第 k 跨内下部支架上牵引索拉力的垂直分力 v_k (N);

$$v_k = q_0 \frac{l_k}{2 \cos \alpha_k} + Q \frac{x}{l_k} - H_k \tan \alpha_k \quad (2-10-19)$$

客车处牵引索的挠度 f_s (m);

$$f_s = \frac{l_k - x}{l_k H_k} x \left(Q + \frac{q_0 l_k}{2 \cos \alpha_k} \right) \quad (2-10-20)$$

分割跨的弦倾角:

$$\text{上站侧: } \alpha_{ks} = \tan^{-1} \left(\frac{f_s}{x} + \tan \alpha_k \right)$$

$$\text{下站侧: } \alpha_{ks} = \tan^{-1} \left(\frac{f_s}{l - X} - \tan \alpha_k \right)$$

客车处下站侧爬坡角:

$$\psi_s = \tan^{-1} \left(\frac{q_0(l_k - X)}{2 H_k \cos \alpha_{ks}} \pm \tan \alpha_{ks} \right) \quad (2-10-21)$$

式中 H_{ks} ——下站侧分割跨牵引索的水平拉力, $H_{ks} = H_k$, N。

客车处下站侧牵引索的拉力 t_s (N);

$$t_s = t_{\min} \pm q_0 h_s \pm \sum_{i=1}^k \Delta t_i \quad (2-10-22)$$

式中 h_s ——客车对牵引索的作用点与下站索轮组之间的高差, m。

客车处上站侧牵引索的拉力 t_i (N);

$$t_i = \sqrt{t_s^2 + Q^2 - 2 t_s Q \sin \psi_s} \quad (2-10-23)$$

第 k 跨内上部支承点牵引索的倾角:

$$\theta_{k+1} = \tan^{-1} \left(\frac{q_0 l_k}{2 H_k \cos \alpha_k} + \frac{Q}{H_k} + \tan \alpha_k \right) \quad (2-10-24)$$

单线往复式客运索道其余的牵引计算和线路计算, 可参照单线循环式客运索道和单线

循环式货运索道。

10.6.4 线路设计

线路设计时应注意如下问题:

(1) 线路力求凹陷侧型, 线路长度最短, 不设置或尽量少设置中间支架, 线路长度不宜超过1500m。

(2) 满载客车时牵引索的最大坡度, 不得超过100%。

(3) 在索道线路上, 两条线路上的客车在最大允许风力作用下, 相向摆动 12° 时, 它们之间的水平距离不得小于1m。同时, 对遇有大跨距时, 安全距 ΔS 还应按下式检验。

$$\Delta S = 1 + 0.1 \left(\frac{L - 200}{100} \right) \quad (2-10-25)$$

式中 ΔS ——安全距离, m;

L ——最大跨距, m。

推荐索距值为3.0, 3.5, 4.0, 4.5, 5.0, 5.5, 6.0, 6.5和7.0m。

(4) 客车底部与地面的最小垂直距离, 参照10.3.7。客车底部与地面的最大垂直距离, 在满足营救要求的条件下, 允许达到60m。

(5) 牵引索应采用重锤拉紧, 以保持有恒定的初拉力。如线路长度在500m以内, 在运行中能测定并调节牵引索的拉力时, 可以将尾部拉紧装置迂回滑轮固定不动。

(6) 单线往复式索道的支架配置。图2-10-47为单线往复式索道线路配置实例。通常在凹陷地段, 其运行载荷又是集中载荷(一辆或一组客车)。所以在配置支架时, 一定要确保在最大允许风力作用下运行的稳定性, 并有所需要的靠贴力, 符合10.3.7的有关要求。

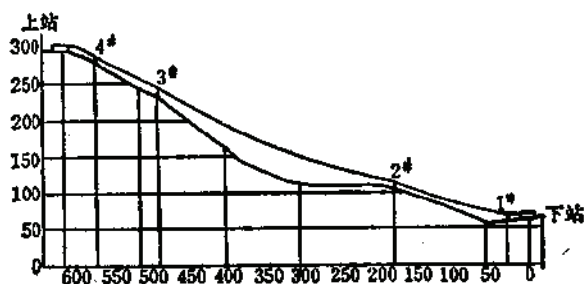


图 2-10-47 单线往复式索道侧型示意图

10.6.5 站房设计

站房设计参照10.3.9有关内容, 除此以外, 还要注意如下问题。

(1) 至少在一个站内必须设置足够高度的专用平台, 供系统地检查客车和定期改变抱索器的固定位置。

(2) 上下车站台可视站口的侧型条件, 可设计成带沟槽的站台, 也可设计成不带沟槽的站台。上下车站台长度按下式确定。

$$L_s = (2.5 \sim 3) + 0.5l_s + 0.16v^2 \quad (2-10-26)$$

式中 L_s ——上下车站台长度, m;

v ——最大运行速度, m/s ;

l_0 ——客车或车组的长度, m 。

无论是沟槽站台,或是水平地面站台,当客车进站时,都要设置导向装置,限制客车在站台上的横向摆动,保持客车稳定,便于乘客上车和下车。

(3)上下车站台通道宽度应大于 $1.5m$,对沟槽式的站台,坡度可以不限,但如坡度大于 10% 时,站台通道应做成阶梯式,台阶间距及高度应符合有关规定,并应设置栏杆或扶手。

(4)上下车站台处,必须装有紧急停车按钮,客车运行的端头处,应设置缓冲器,并与电气终点开关构成联锁。

(5)在上下车站台处,满载客车和空载客车直接由牵引索支承,对地面间的高度是有明显差异的。因此要准确计算满载和空载时牵引索在此处的挠度,以确保乘客上下车舒适方便。

第十一章 保 护 设 施

编写单位: 南昌有色冶金设计研究院

编写人: 郭向东

11.1 保护设施的形式及设计要求

架空索道跨越铁路、干线公路、通航频繁的水域、居民区、工业场地、人流密集的场所以及其它需要保护地点均应设保护设施。当索道跨越车流、人流密度很小的公路和人行小路时,可不必设保护设施,但要在路旁设置醒目的告示牌。

保护设施有保护网和保护桥两种形式,其选择取决于线路地形条件和技术经济比较。一般在保护范围大的情况下采用保护网,而保护范围小时采用保护桥。

保护设施的设计应满足下列要求:

(1) 满足表2-3-1的安全间距要求,并验算以下两种条件,

在已有货车坠落到保护设施顶面的情况下,坠落后的货车应不阻碍继续行进的货车,保护网受冲击时,挠度增加不危及保护对象。

(2) 在满足安全间距的前提下,尽量减小货车至保护设施的落差,以减小冲击功,降低构筑物的造价。

(3) 保护设施的横向宽度按货车横摆14%坠落计算(在索道跨距超过250m时,则应考虑货车受风压作用的偏摆)。

落差不超过3m的保护桥宽应至少等于索距加2.5m,并在两侧设置不小于1.5m高的栏杆;保护网的宽度则一般不小于索距加3~4m,同时为了防止货车冲击保护网后再滚落地面,其横断面应做成槽形,槽缘高0.5~1.2m。

(4) 在保护设施顶面可能和牵引索相接触的情况下,其上要设置牵引索宽托滚。

11.2 保 护 桥

保护桥一般用于索道与铁路、公路的交汇处,通常采用钢筋混凝土结构或钢结构。在可能条件下,将保护桥和索道支架做成联合结构,以控制货车底部和桥面的距离,减小冲击载荷(图2-11-1)。

其它独立的保护桥可采取如下结构形式和缓冲措施:

(1) 在钢筋混凝土结构桥的桥面堆铺炉渣、粗砂、锯屑或在货车可能坠落的范围内

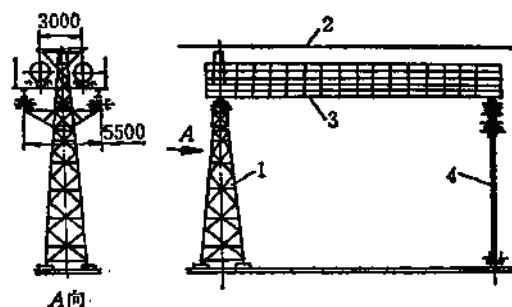


图 2-11-1 与索道支架相联的保护桥

1—支架；2—承载索；3—桥体；4—铰接架

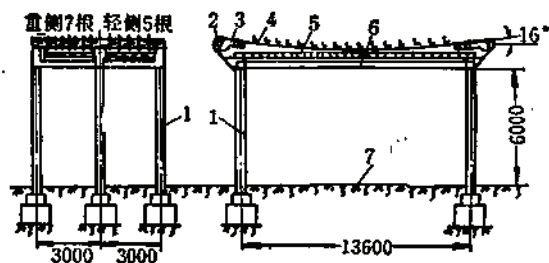


图 2-11-2 带柔性网的保护桥

1—混凝土柱；2—半圆木；3—钢丝绳卡子；4— $\phi 34.5\text{mm}$ 钢丝绳；5— $100 \times 100\text{mm}$ 方木($L=2500\text{mm}$)；6—角钢 $63 \times 63 \times 5$ ($l=2500\text{mm}$)；7—公路路面

加铺 2~3 层，且层间留有间隔的木板、竹筏等。

(2) 采用带柔性网(图 2-11-2)或弹簧减震网(图 2-11-3)的保护桥。

(3) 采用尖顶钢结构桥，顶部和两侧再铺以木板(图 2-11-4)。

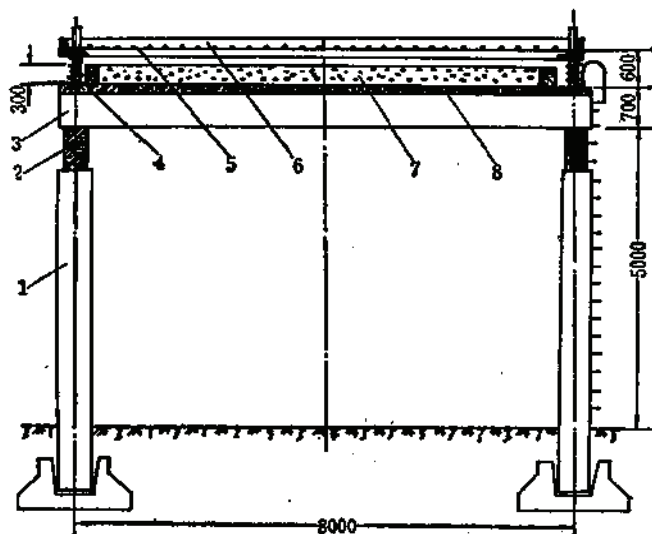


图 2-11-3 带弹簧减震网的保护桥

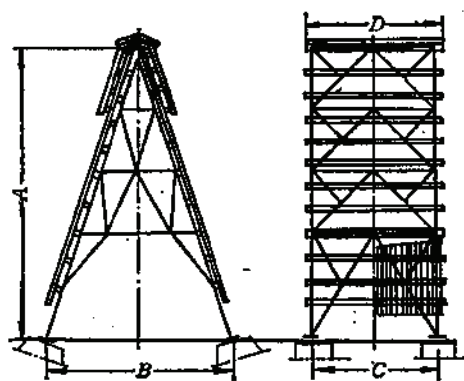
1—立柱；2—纵梁；3—横梁；4—弹簧；5—减震网($\phi 16\text{mm}$ 圆钢焊成 $150 \times 150\text{mm}$ 网孔)；6—角钢边框；7—护渣层；8—预制钢筋混凝土板

图 2-11-4 尖顶钢结构保护桥

A=9(14)m；B=6m；
D=8.4m

结构质量：6635(8335)kg

11.3 保护网

11.3.1 保护网的配置及结构

保护网一般直接架设在索道支架上(图 2-11-5, 图 2-11-6)，有的也架设在独立的支座或支架上(图 2-11-7)。

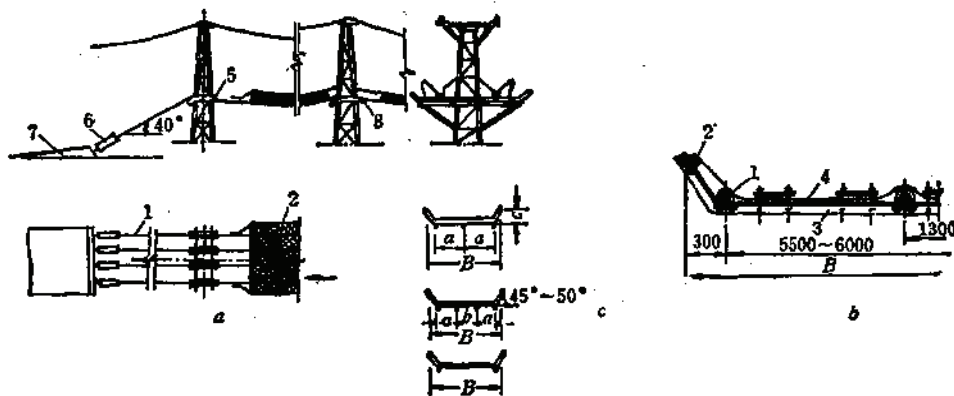


图 2-11-5 保护网

a—配置图；b—横断面大样；c—不同主索根数的横断面

1—主索；2—边索；3—槽形骨架；4—网络；5—非对称鞍座；6—螺旋紧绳器；7—锚固基础；8—对称鞍座

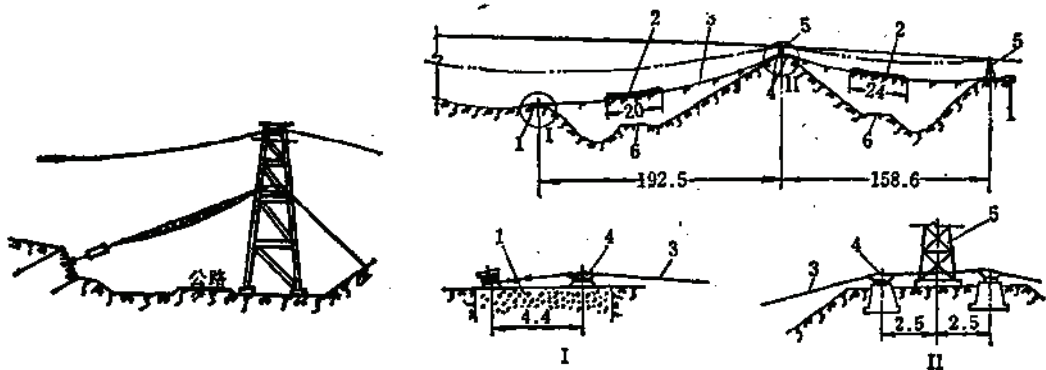


图 2-11-6 保护网

图 2-11-7 用独立支架架设的保护网

I—锚固基础；2—保护网；3—主索；4—鞍座；5—索道支架；6—公路

保护网的架网区段取决于需保护的范同。保护网的架网静挠度一般取跨距的5~6%。

保护网由主索、边索、角钢骨架以及钢丝网络组成。主索是保护网的主要承力构件，两端锚固。保护网一般设四根主索，简易或小型索道也可只用两根或三根主索。主索的分布间距应力求受冲击一侧的两根索受力均匀。主索可选用 1×19 、 1×37 、 6×7 、 7×7 或 6×19 镀锌钢绳，直径一般25~45mm。角钢骨架垂直于主索并按3~4m的间距排布，两端朝上弯折 $45^\circ \sim 50^\circ$ ，用 $70 \times 70 \times 7 \sim 90 \times 90 \times 10$ mm角钢制作。边索是保护网槽缘的定位索，可采用 6×7 ， $\phi 8 \sim 12$ mm钢绳。保护网网络的铺设有单层和双层两种方式。孔眼尺寸为 100×100 mm的单层网由 $\phi 4 \sim 5$ mm钢丝编制而成；孔眼尺寸为 150×150 mm或 200×200 mm时可由单股钢绳编制而成。单层网只防大块物料跌落。为了防止更小物料对人员的伤害，需在大孔眼网络上再加铺一层由 $\phi 2 \sim 3$ mm钢丝编成的小孔眼网（ 20×20 mm）。铺设网络时，可用压板在骨架上固定，也可用铁丝绑扎。必要时保护网上还可铺铁皮或木板，以防止碎粉物撒落。

11.3.2 保护网主索的计算

对保护网主索要进行静载、动载与安装拉力的计算。主索的抗拉安全系数应满足,

受最大静载荷时, $n \geq 2.5$

受货车冲击时, $n \geq 1.1$ ①

没有货车坠落可能的保护网, 仅防所运物料撒落, 可不考虑冲击作用。

11.3.2.1 静载计算

采用两端锚固的保护网主索最大静拉力出现在环境温度最低, 且静载荷最大时。最大静载荷需考虑结构本身载荷与积雪或结冰载荷的组合。

保护网结构载荷取决于结构设计, 一般可按下列值选取,

单层网, $60 \sim 80 \text{ Pa}$

双层网, $100 \sim 120 \text{ Pa}$

积雪和结冰载荷间只取其中最大者计算。对 $100 \times 100 \text{ mm}$ 网孔的单层网积雪载荷按该地区最大积雪载荷的15%计算, 结冰载荷按 150 Pa 计算; 对含 $20 \times 20 \text{ mm}$ 网孔的双层网积雪载荷按该地区最大积雪载荷的35%计算, 结冰载荷按 300 Pa 计算。

按结冰载荷计算时, 取环境温度 $t_{\min} = -5^\circ\text{C}$ 。

具有四根主索的保护网, 每根索的均布载荷按下式求,

$$q_m = \frac{B}{4000} (F_1 + F_2) \quad (2-11-1)$$

式中 q_m ——主索最大均布载荷, kN/m ;

B ——保护网的宽度, m ;

F_1 ——保护网的结构载荷, Pa ;

F_2 ——积雪或结冰载荷, Pa 。

主索的最大静拉力,

$$T_m = \frac{q_m l^2}{8 f_m \cos^2 \alpha} \quad (2-11-2)$$

式中 T_m ——最大静拉力, kN ;

l ——跨距, m ;

f_m ——最大挠度, 取 $f_m = 0.05 \sim 0.06 l$, m ;

α ——弦倾角($^\circ$)。

主索的破断拉力,

$$T_P \geq 2.5 T_m \quad (2-11-3)$$

根据 T_P 预选钢绳规格。

11.3.2.2 冲击计算

对于货箱与吊架采用可脱开式挂钩联接的货车, 考虑到货箱中的物料在货车坠落的过程中有部分撒出, 在两根主索平均承受冲击载荷的前提下, 其冲击质量可按下式计算:

$$M_s = 0.5(A_s + 0.75 A_g) \quad (2-11-4)$$

式中 M_s ——冲击质量, t ;

① 参见本书参考文献А.И.ДУКЕЛЬСКИЙ, 1966及В.И.ПЛАВИНСКИЙ, 1969的著作。

A_s ——货箱质量, t;

A_v ——货车有效装载量, t。

一般应按保护网跨中点发生坠车冲击时的最不利条件进行主索的冲击计算。其计算步骤如下:

(1) 根据预选的主索, 求其所允许的最大冲击拉力:

$$T_s = \frac{T_P}{1.1} \quad (2-11-5)$$

式中 T_s ——主索在考虑冲击安全系数1.1后允许的最大冲击拉力, kN。

(2) 求和 T_s 对应的冲击力:

$$P_s + \frac{q_m l_s}{\cos \alpha_s} P_s = \frac{8000 T_s^2}{E F \cos^2 \alpha_s} \left(1 - \frac{1}{\varphi} \right) \frac{\sum l}{l_s} + \frac{(\varphi^2 - 1) q_s^2 \sum l}{3 \cos^2 \alpha_s l_s} \quad (2-11-6)$$

$$\varphi = \frac{T_s}{T_m}$$

式中 P_s ——冲击载荷, kN;

l_s ——受冲击的保护网跨距, m;

α_s ——受冲击跨的弦倾角($^\circ$);

$\sum l$ ——保护网所有跨的跨距之和, m;

α_j ——平均弦倾角($^\circ$);

E ——钢绳弹性模数, MPa;

F ——钢绳金属截面积, mm²;

φ ——冲击拉力和最大静拉力之比值。

(3) 求 P_s 冲击下的挠度增值:

$$\Delta f = \frac{l_s}{8 T_s \cos \alpha_s} \left[2 P_s - \frac{q_m l_s}{\cos \alpha_s} (\varphi - 1) \right] \quad (2-11-7)$$

(4) 计算允许的货车坠落高度。由能量平衡方程式:

$$M_s g (h + \Delta f) \eta = \frac{1}{2} P_s \Delta f$$

允许坠落高度为:

$$h = \left(\frac{P_s}{2 M_s g \eta} - 1 \right) \Delta f \quad (2-11-8)$$

式中 Δf ——受冲击后的主索挠度增值, m;

η ——考虑部分冲击能被金属网吸收, 以及计算方程式与实际的冲击物理过程不全吻合的修正系数, 取 $\eta = 0.65$ 。

如果 h 值大于或等于实际落差, 则预选主索安全。如果 h 大大超过或小于实际落差, 则需重选主索。

在预选主索满足冲击安全要求后, 欲求得货车在实际配置坠落高度内的主索冲击拉力, 借助公式(2-11-6)、(2-11-7)和(2-11-8)用试凑法(例如用二分法试凑, 见例题)假定一系列 T , 得到使 h 最逼近的 T_s 值。关于这一点应用现代电子计算机是极为方便的。

11.3.2.3 主索安装拉力计算

任意温度下主索的安装拉力可从求解以下方程得到:

$$T_0 + T_m \left[\frac{EF}{24000T_m} q_0 l_1 \pm e(t_0 - t_m) \frac{EF}{1000} - T_m \right] \\ = \frac{EF}{24000} q_0 l_1 \quad (2-11-9)$$

式中 T_0 ——安装拉力, kN;

q_0 ——保护网结构重力折算到每根主索的均布载荷, kN/m;

e ——钢的线胀系数, $e = 0.000011$;

t_0 ——安装时的环境温度, $^{\circ}\text{C}$;

t_m ——与 T_m 对应的环境温度, $^{\circ}\text{C}$;

l_1 ——跨距换算值, m;

其余符号同式(2-11-6)。

对多跨保护网:

$$l_1 = \sqrt{\frac{\sum l^4}{\sum l}} \quad (2-11-10)$$

对单跨保护网, $l_1 = l$

式中 l ——跨距, m。

式(2-11-9)的求解见本篇8.1.3.5。

11.3.3 保护网主索计算例题

设计一单跨 $l = 90\text{m}$, 底宽 $B = 6.4\text{m}$ 保护网, 两端水平。保护网结构载荷 $F_1 = 100\text{Pa}$, 结冰载荷 $F_2 = 300\text{Pa}$; 货车车箱质量 $A_z = 0.2\text{t}$, 有效装载量 $A_y = 1.4\text{t}$, 最大落差 $h_1 = 8\text{m}$ 。选择主索、确定实际可产生的冲击拉力以及在温度 20°C 时的安装拉力。

11.3.3.1 静载计算

(1) 按四根主索设计, 用公式2-11-1求单根索的最大均布载荷,

$$q_m = \frac{1}{4000} B(F_1 + F_2) = \frac{1}{4000} \times 6.4 \times (100 + 300) = 0.64\text{kN/m}$$

(2) 计算最大静拉力,

$$\text{取 } f_m = 0.06l = 0.06 \times 90 = 5.5\text{m}$$

$$T_m = \frac{q_m l^2}{8f \cos^2 \alpha} = \frac{0.64 \times 90^2}{8 \times 5.5 \times 1} = 117.82\text{kN}$$

(3) 预选钢绳, 计算钢绳应有的破断拉力,

$$T_P \geq 2.5T_m = 2.5 \times 117.82 = 294.55\text{kN}$$

选 6×7 钢绳作主索, 有关参数如下:

直径:

$$d_s = 26\text{mm}$$

公称抗拉强度:

$$\sigma_s = 1370\text{MPa}$$

破断拉力:

$$T_P = 312.1\text{kN}$$

金属断面积:

$$F = 258\text{mm}^2$$

弹性模数:

$$E = 120000\text{MPa}$$

11.3.3.2 冲击计算

(1) 冲击质量计算, 按公式2-11-4,

$$M_c = 0.5(A_z + 0.75A_y) = 0.5(0.2 + 0.75 \times 1.4) = 0.625\text{t}$$

(2) 主索允许的最大冲击拉力:

$$T_e = \frac{T_F}{1.1} = \frac{312.1}{1.1} = 283.7 \text{ kN}$$

$$\varphi = \frac{T_e}{T_m} = \frac{283.7}{117.8} = 2.408$$

(3) 最大冲击力, 由公式2-11-6,

$$P_e^2 + \frac{q_m l_x}{\cos \alpha_x} P_e = \frac{8000 T_e^2}{EF \cos^2 \alpha_x} \left(1 - \frac{1}{\varphi} \right) \frac{\Sigma l}{l_x} + \frac{(\varphi^2 - 1) q_m^2 \Sigma l^3}{3 \cos^2 \alpha_x l_x}$$

$\therefore \alpha_x = \alpha_j = 0, l_x = \Sigma l = 90 \text{ m}$

$$\text{式左边} = P_e^2 + \frac{0.64 \times 90}{1} P_e = P_e^2 + 57.6 P_e$$

$$\text{式右边} = \frac{8000 \times 283.7^2}{120000 \times 258 \times 1} \left(1 - \frac{1}{2.408} \right) + \frac{(2.408^2 - 1) \times 0.64^2 \times 90^3}{3 \times 1 \times 90} = 8756.7$$

解方程:

$$P_e^2 + 57.6 P_e = 8756.7$$

得:

$$P_e = 69.1 \text{ kN}$$

(4) 计算挠度增值,

$$\begin{aligned} \Delta f &= \frac{l_x}{8 T_e \cos \alpha_x} \left[2 P_e - \frac{q_m l_x}{\cos \alpha_x} (\varphi - 1) \right] \\ &= \frac{90}{8 \times 283.7} \times [2 \times 69.1 - 0.64 \times 90 \times (2.408 - 1)] \\ &= 2.26 \text{ m} \end{aligned}$$

(5) 允许的最大坠落高度:

$$h = \left(\frac{P_e}{2 M_c g \eta} - 1 \right) \Delta f = \left(\frac{69.1}{2 \times 0.625 \times 9.81 \times 0.65} - 1 \right) \times 2.26 = 17.33 \text{ m} > 8 \text{ m} \quad (\text{安全})$$

允许的落差比设计落差大, 限于静载计算的安全要求, 决定不减小主索直径。

为了求得主索在落差 $h_0 = 8 \text{ m}$ 时的冲击拉力 T'_0 , 采用二分法试算:

$$\therefore T_m < T'_0 < \frac{T_F}{1.1}$$

即,

$$117.8 < T'_0 < 283.7$$

故先假定

$$T'_{01} = \frac{1}{2} (117.8 + 283.7) = 200.8 \text{ kN}$$

用 T'_{01} 求对应的 h_1 , 以 h_1 和 h_0 比较决定第二次 T'_{02} 的取值, 若 $h_1 > h_0$, 则取 $T'_{02} = \frac{T'_{01} + T_m}{2}$, 若

$h_1 < h_0$, 则取 $T'_{02} = \frac{T'_{01} + \frac{T_F}{1.1}}{2}$, 再求对应的 h_2 , ..., 将每步计算列入表2-11-1中。最后得逼近 h_0 的 $T'_{0i} \approx 229.30 \text{ kN}$ 。

主索的动载安全系数:

$$n = \frac{T_F}{T'_0} = \frac{312.1}{229.3} = 1.36 > 1.1$$

11.3.3.3 求安装拉力

(1) 保护结构载荷折算到每根主索,

$$q_0 = \frac{B}{4000} F_1 = \frac{6.4}{4000} \times 100 = 0.16 \text{ kN/m}$$

(2) 安装时和冰凌时的温差为:

$$\Delta t = 20 - (-5) = 25^\circ \text{C}$$

(3) 按公式(2-11-9)求解安装拉力,

T₀ 计算表

表 2-11-1

序号	T ₀ 取值 (kN)	P _{st} (kN)	Δf _i (m)	h _i (m)	判断 T ₀ 所在区间
1	$T'_{0,1} = \frac{117.8 + 283.7}{2} = 200.8$	32.69	1.40	4.34	$200.8 < T'_0 < 283.7$
2	$T'_{0,2} = \frac{200.8 + 283.7}{2} = 242.25$	50.60	1.86	9.95	$200.8 < T'_0 < 242.25$
3	$T'_{0,3} = \frac{200.8 + 242.25}{2} = 221.53$	41.54	1.64	6.93	$221.53 < T'_0 < 242.25$
4	$T'_{0,4} = \frac{221.53 + 242.25}{2} = 231.89$	46.05	1.76	8.40	$221.53 < T'_0 < 231.89$
5	$T'_{0,5} = \frac{221.53 + 231.89}{2} = 226.71$	43.79	1.70	7.65	$226.71 < T'_0 < 231.89$
6	$T'_{0,6} = \frac{226.71 + 231.89}{2} = 229.30$	44.90	1.73	8.01	$T'_0 \sim 229.30$

$$\text{公式左边} = T'_0 + T'_0 \left[\frac{EF}{24000T'_0} q_0 l^3 + 2 \Delta f \frac{EF}{1000} - T_0 \right]$$

$$= T'_0 + T'_0 \left[\frac{120000 \times 258}{24000 \times 117.82^3} \times 0.64^3 \times 90^3 \right. \\ \left. + 0.000011 \times 25 \times \frac{120000 \times 258}{1000} - 117.82 \right] \\ = T'_0 + 199T'_0$$

$$\text{公式右边} = \frac{EF}{24000} q_0 l^3 = \frac{120000 \times 258}{24000} \times 0.16^3 \times 90^3 \\ = 267494$$

$$T'_0 + 199T'_0 = 267494$$

$$T_0 = 33.89 \text{ kN}$$

解得:

(4) 保证安装拉力的坡度为:

$$f_0 = \frac{q_0 l^3}{8T_0} = \frac{0.16 \times 90^3}{8 \times 33.89} = 4.78 \text{ m}$$

附 录

附录1 常用计量单位的换算

编写单位 兰州有色冶金设计研究院

编写人 冯德芳

长度单位换算

表附 1-1

法定计量单位		非 法 定 计 量 单 位						
米(m)	海里(nmile)	公 里	市 里	市 尺	英 里(mile)	码(yd)	英尺(ft)	英 寸(in)
1000	0.53996	1	2	3000	0.6214	1093.61	3280.8	39370
1	0.00054	0.001	0.002	3	0.0006214	1.0936	3.2808	39.370
500	0.2698	0.5	1	1500	0.3107	546.81	1640.4	19685
0.3333		0.00033		1		0.8645	1.0936	13.123
1852	1	1.852	3.704	5556	1.1508	2025.36	6076.01	72912.8
1609.347	0.86898	1.6093	3.2187	4828	1	1760	5280	
0.9144		0.0009144		2.7432	0.00057	1	3	36
0.3048				0.9144	0.00019	0.3333	1	12
						0.0278	0.0833	1

面积单位换算

表附 1-2

法定计量单位	非 法 定 计 量 单 位							
平方米(m ²)	平方公里	公顷(ha)	市 亩	英亩(acre)	平方英里(mile ²)	平方码(yd ²)	平方英尺(ft ²)	平方英寸(in ²)
10 ⁶	1	10 ⁴	1.5×10 ⁵	2.4711×10 ³	0.3861		1.0764×10 ⁷	1.55×10 ⁹
1	10 ⁻⁶	10 ⁻⁴	1.5×10 ⁻⁵	2.471×10 ⁻⁴		1.196	10.7639	1.55×10 ³
10 ⁴	10 ⁻²	1	15	2.4711	3.9×10 ⁻³		1.0764×10 ⁵	1.55×10 ⁷
6.6667×10 ³	6.6667×10 ⁻⁴	6.6667×10 ⁻³	1	0.1647			7.176×10 ⁴	1.0333×10 ⁶
4.0469×10 ³	4.0469×10 ⁻³	0.40469	6.0716	1	1.6×10 ⁻³	4840	4.356×10 ⁴	6.2726×10 ⁶
	2.59	2.59×10 ²	3.885×10 ³	6.4×10 ³	1			
0.8361						1	9	1296
9.2903×10 ⁻³	9.29×10 ⁻³	9.29×10 ⁻³	1.3935×10 ⁻⁴	2.296×10 ⁻³		0.1111	1	1.44×10 ³
6.4516×10 ⁻⁴							6.944×10 ⁻³	1

体 积 (容 积) 单 位 换 算

表附 1-3

法 定 计 量 单 位		非 法 定 计 量 单 位					
立方米 (m ³)	升(L)	立方码 (yd ³)	立方英尺 (ft ³)	立方英寸 (in ³)	美加仑(液量) (U.S.gal)	美加仑(干量) (U.S.gal)	英加仑 (Imp.gal)
1	10 ³	1.308	35.3147	61024	264.17	227	220.03
10 ⁻³	1	0.0013	0.0353	61.024	0.26417	0.227	0.2201
0.7548	754.8	1	27	48658	202		163
154×10 ⁻⁷	0.0154		53×10 ⁻³	1	0.0043	0.00372	0.0036
0.02832	28.317	0.037	1	1728	7.4805	6.4288	6.2288
0.003785	3.7853	0.00495	0.1337	231	1	0.8594	0.8327
	4.4048	5.76×10 ⁻³	0.156	268.8	1.1636	1	0.9689
0.004546	4.546	0.006	0.1605	277.27	1.2009	1.0321	1

质 量 单 位 换 算

表附 1-4

法 定 计 量 单 位		非 法 定 计 量 单 位						
千克(公斤) (kg)	吨(t)	市 斤	克 拉	盎司(常衡) (oz)	磅(常衡) (lb)	磅(金衡) (lb)	英吨(短吨) (sh.tn)	英吨(长吨) (tn)
1	0.001	2	15432.36	35.274	2.20462	2.6792	0.001102	0.000984
1000	1	2×10 ³		35274	2.20462	2679.2285	1.1023	0.9842
0.5	0.0005	1	7716.178	17.637	1.1023	1.3396	0.000551	0.000492
			1	0.0023				
0.0284		0.0587	437.5	1	0.0625	0.07596		
0.4536	0.0004536	0.9072	7000	16	1	1.2153	0.0005	0.0004465
0.3732	0.0003732	0.7465	5760	13.1657	0.8229	1	0.00041143	0.0003674
907.18	0.9072	1814.37		32000	2000	2430.5	1	0.8929
1016.047	1.016	2032.09		35840	2240	2722.2	1.12	1

密 度 单 位 换 算

表附 1-5

法 定 计 量 单 位		非 法 定 计 量 单 位			
千克每立方米 (kg/m ³)	吨每立方米 (t/m ³)	磅/英寸 ³ (lb/in ³)	磅/英尺 ³ (lb/ft ³)	磅/美加仑 (lb/U.S.gal)	磅/英加仑 (lb/Imp.gal)
1	10 ⁻³	3.6127×10 ⁻⁵	6.2428×10 ⁻⁴	8.345×10 ⁻³	1.002×10 ⁻²
10 ³	1	3.6127×10 ⁻³	62.428	8.3454	10.02
27.680×10 ⁴	27.68	1	1.728×10 ³	2.31×10 ³	2.7741×10 ³
16.0185	1.60185×10 ⁻³	5.787×10 ⁻⁴	1	0.13368	0.16054
1.198×10 ³	0.1198	4.3291×10 ⁻³	7.4807	1	1.2009
99.779	9.9779×10 ⁻²	3.6047×10 ⁻³	6.2290	0.83268	1

注: 1.1kg/m³ = 1g/l;2.1t/m³ = 1g/cm³;3.1g/cm³ = 0.75248英吨/码³, 1英吨/码³ = 1.32894g/cm³.

速度单位换算

表附 1-6

法定计量单位		非法定计量单位				
米/秒 (m/s)	节(kn)	公里/时	英尺/秒 (ft/s)	码/秒 (yd/s)	英尺/分 (ft/min)	英里/时 (mile/h)
1	1.9440	3.600	3.2808	1.0936	196.85	2.2370
0.8048	0.5925	1.0973	1	0.3333	60	0.6819
0.9144	1.7775	3.2919	3	1	180.0	2.0457
0.0051	0.0099	0.01829	0.0164	0.0056	1	0.0114
0.2778	0.5400	1	0.9114	0.3038	54.68	0.6214
0.4470	0.8689	1.6093	1.4867	0.4889	88.0	1
0.5144	1	1.8520	1.6881	0.5627	101.0	1.1508

注: 1kn=1n mile/h=0.51444m/s.

流量单位换算

表附 1-7

米 ³ /秒 (m ³ /s)	升/秒 (l/s)	米 ³ /时 (m ³ /h)	英尺 ³ /秒 (ft ³ /s)	码 ³ /秒 (yd ³ /s)	磅(水)/秒 (lb/s)	美加仑/秒 (U.S. gal/s)	英加仑/秒 (Imp. gal/s)	英尺 ³ /分 (ft ³ /min)
1	1000	3600	35.3132	1.3079	2205.0	284.2000	220.0800	2119
0.0283	28.326	101.9408	1	0.0370	62.4588	7.4805	6.2279	60
0.7945	794.5134	2762.2482	27	1	1685.7520	201.9844	168.1633	1620
0.0010	1	3.6000	0.0358	0.0013	2.2050	0.2642	0.2201	2.119
0.0004538	0.4538	1.6327	0.0160	0.0006	1	0.1198	0.0998	0.98
0.0002778	0.2778	1	0.0098	0.0004	0.6125	0.0734	0.0611	0.5870
0.003785	3.7853	13.626	0.1337	0.0049	8.3487	1	0.8333	8.01
0.0045	4.5435	16.3468	0.1607	0.0059	10.0184	1.2004	1	9.82
0.00047	0.4720	1.70	0.0167	0.00062	1.041	0.1250	0.1040	1

压力、压强、应力单位换算

表附 1-8

法定计量单位	非法定计量单位									
帕[斯卡] (Pa)	巴 (bar)	毫巴 (mbar)	公斤力/米 ² (kgf/m ²)	工程大气 压(at)	标准大气 压(atm)	水银柱高度 (mmHg)	水柱高度 (mH ₂ O)	长吨/英尺 ² (lb _f /ft ²)	磅力/英寸 ² (lb _f /in ²)	英寸水柱 (inH ₂ O)
1		0.01	0.102	1.02×10^{-5}	0.99×10^{-5}	0.0075	0.000102		14.5×10^{-5}	40.15×10^{-4}
10 ⁵	1	1000	1.02×10^4	1.02	0.9869	750.1	10.197	0.9324	14.5	
	1.0725	1072.5	1.0037×10^4	1.0037	1.0585			1	15.56	
9.8039			1	1×10^{-4}	9.68×10^{-5}	0.0735	1×10^{-3}			
9.80665×10^4	0.9807	981.00	1×10^4	1	0.9678	735.5	10.00	0.9144	14.223	395.0
1.0133×10^5	1.013	1013.25	1.0333×10^4	1.0333	1	760.00	10.3333	0.9447	14.696	407.5
1.3337×10^4		1.333	1.36×10^4	0.00136	0.00131	1	0.0136		0.0193	0.535
9.80665×10^3	0.0981	98.10	1×10^3	0.1	0.0986	73.556	1		1.4223	39.40
1.0002×10^3		1	1.02×10^3	0.00102	0.000987	0.76863	0.0102		0.01451	0.402
6.894×10^3	0.06895	68.95	7.03×10^3	0.0703	0.0680	51.715	0.703	0.06429	1	27.72
2.49×10^3		2.49	2.54×10^3	0.00254	0.00248	1.87	0.0254		0.0361	1

注: 1. 1Pa=1N/m²; 2. 1at=1kgf/cm²; 3. 1kP=9.80665×10⁴Pa; 4. 1磅达/英尺²(Pdl/ft²)=1.488Pa; 5. 1mmHg=1托(Torr); 6. 1英寸水银柱(inHg)=3386.39Pa.

功、能和热量单位换算

表附 1-9

法定计量单位		非 法 定 计 量 单 位					
焦[耳] (J)	千瓦小时 (kW·h)	公斤力·米 (kgf·m)	英尺·磅力 (ft·lbf)	公制马力小时 (PS·h)	英制马力小时 (HP·h)	千 卡 (kcal)	英热单位 (Btu)
1	2.778×10^{-7}	0.10204	0.7376	3.777×10^{-7}	3.723×10^{-7}	2.389×10^{-4}	9.48×10^{-4}
9.8	2.722×10^{-6}	1	7.233	3.701×10^{-6}	3.649×10^{-6}	2.341×10^{-3}	9.29×10^{-3}
3.6×10^6	1	3.673×10^5	2.655×10^5	1.36	1.34	859.9	3415
2.648×10^6	0.7355	2.702×10^5	1.953×10^5	1	0.9858	632.5	2510
2.686×10^6	0.7461	2.741×10^5	1.98×10^5	1.014	1	641.6	2546
4186.6	1.163×10^{-3}	427.2	3.087×10^3	1.581×10^{-3}	1.558×10^{-3}	1	3.968
1055.06	2.93×10^{-4}	107.6	778.2	3.984×10^{-4}	3.927×10^{-4}	0.252	1
1.356	0.3768×10^{-3}	0.1383	1	0.5121×10^{-3}	0.505×10^{-3}	0.324×10^{-1}	1.285×10^{-1}

注: 1.1尔格(erg) = 10^{-7} J;

2.1J = 1N·m = 1Ws;

3.1英尺·磅达(ft·pdl) = 0.04214J。

功 率 单 位 换 算

表附 1-10

法定计量单位		非 法 定 计 量 单 位					
瓦[特] (W)	千 瓦 (kW)	英制马力 (HP)	公制马力 (PS)	公斤力·米/秒 (kgf·m/s)	英尺·磅力/秒 (ft·lbf/s)	千卡/秒 (kcal/s)	英热单位/秒 (Btu/s)
1	0.001	0.00134	0.00136	0.102	0.737	0.000238	0.000947
1000	1	1.34	1.36	102	737	0.238	0.947
746	0.746	1	1.014	76	550	0.178	0.707
735	0.735	0.985	1	75	541	0.175	0.696
9.81	0.00981	0.0131	0.0133	1	7.233	0.00234	0.0093
1.356	0.00136	0.00182	0.00184	0.138	1	0.000324	0.00129
4200	4.2	5.61	5.7	427	3080	1	3.968
1056	1.056	1.416	1.436	107.6	777.6	0.252	1

注: 1.10erg = 10^{-7} W;

2.1W = 1N·m/s = 1J/s;

3.1英尺·磅达/秒(ft·pdl/s) = 0.04214W

力、重力单位换算

表附 1-11

法定计量单位	非 法 定 计 量 单 位		
牛 [顿] (N)	千克力 (公斤力) (kgf)	磅 (lbf) 力	磅 (pdl) 达
1	0.102	0.2248	7.233
9.80665	1	2.2048	70.93
4.448	0.4536	1	32.174
0.1383	1.41×10^{-3}	3.108×10^{-3}	1

注: 1.有些国家用Kp(Kilopond)作为力的一种单位, 1Kp = 9.80665N;

2.1斯坦(Sn) = 10^5 N;3.1达因(dyn) = 10^{-5} N;4.1吨力(tf) = 9.80665 $\times 10^5$ N。

力矩和转矩单位换算

表附 1-12

牛[顿]·米	公斤力·米	磅力·英尺	磅力·英寸
(N·m)	(kgf·m)	(lbf·ft)	(lbf·in)
1	0.102	0.7376	8.85075
9.80665	1	7.233	86.7962
1.356	0.1383	1	12
0.112985	11.5212×10^{-3}	85.333×10^{-3}	1

注: 1磅达·英尺(pdl·ft) = 0.04214 N·m,

线密度单位换算

表附 1-13

千克每米	磅/英寸	磅/英尺	磅/码
(kg/m)	(lb/in)	(lb/ft)	(lb/yd)
1	0.056	0.67197	2.0159
17.8579	1	12	36
1.48816	0.08333	1	3
0.49605	0.02788	0.3333	1

温度换算公式

表附 1-14

法定计量单位		非法定计量单位	
摄氏温度 (°C)	开[尔文] (K)	华氏温度 (°F)	兰金 ^① 度 (°R)
C	$C + 273.15^{②}$	$\frac{9}{5}C + 32$	$\frac{9}{5}C + 491.67$
$\frac{5}{9}(F - 32)$	$\frac{5}{9}(F + 459.67)$	F	$F + 459.67$
$\frac{5}{9}(R - 491.67)$	$\frac{5}{9}R$	$R - 459.67$	R
$K - 273.15^{②}$	K	$\frac{9}{5}K - 459.67$	$\frac{9}{5}K$

注: 本表引自《机械工程手册》表1.3-24。

①原文是Rankine。

②摄氏温度的标度是以水的冰点为一个参照点作为0°C, 相对于开尔文温度上的273.15K。开尔文温度的标度是以水的三相点为一个参照点作为273.15K, 相对于摄氏0.01°C(即水的三相点高于水的冰点0.01°C)。

附录2 常用钢丝绳

编写单位 沈阳铝镁设计研究院

编写人 李庆书

钢丝绳主要用途推荐表

表附-2-1

用 途	名 称	结 构	规 格	备 注
竖井提升	三角股钢丝绳	3△X(36), 6△X(37) 6△(21), 6△(24), 6△(30) 6△(33), 6△(34), 6△(36), 6△(37), 6△(42), 6△(43)	见表附2-22 见表附2-21 见表附2-23	
	线接触钢丝绳	6X(18), 6W(19), 6T(25) 6X(31), 6X(37), 6W(35) 6W(38), 6XW(36)	见表附2-9, 10, 11 见表附2-12, 13, 14 见表附2-15, 16	6X(19)不宜于腐 蚀严重的井筒使用
	钢 丝 绳	6×19, 6×37	见表附2-5, 6	
	多层异型股(不旋转) 钢 丝 绳	6○(21)+6△(8), 6○(33)+6△(21)	见表附2-24	仅用于钢丝绳罐 道的竖井
	多层股(不旋转) 钢 丝 绳	18×7, 34×7	见表附2-7, 8	仅用于钢丝绳罐 道的竖井
开凿竖井 提升(建 井用)	多层异型股(不旋转)钢 丝绳	6○(21)+6△(8), 6○(33)+6△(21)	见表附2-24	
	多层股(不旋转)钢丝绳	18×7, 34×7	见表附2-7, 8	
竖井罐道 及 索 道 承 载 索	密封钢丝绳		见表附2-25, 26	
	三角股钢丝绳	6△(18), 6△(19)	见表附2-20	
	钢 丝 绳	6×7	见表附2-4	
	多层股(不旋转)钢丝绳	18×7	见表附2-7	
竖 井 平 衡 绳	钢 丝 绳	6×19, 6×37	见表附2-5, 6	
	多层股(不旋转)钢丝绳	18×7, 34×7	见表附2-7, 8	
斜井卷扬 (绞车)	三角股钢丝绳	6△(18), 6△(19)	见表附2-20	
	线接触钢丝绳	6X(19)	见表附2-9	
	钢 丝 绳	6×7, 6×19	见表附2-4, 5	

续表

用 途	名 称	结 构	规 格	备 注
无 极 绳	钢 丝 绳	$6 \times 7, 6 \times 19$	见表附2-4, 5	包括钢丝绳胶带 运输机和索道牵引用
缆 车	线接触钢丝绳	$6X(19)$	见表附2-9	
露天矿新 被 卷 扬	三角股钢丝绳	$6\Delta X(36), 6\Delta X(37), 6\Delta(33),$ $6\Delta(34), 6\Delta(36), 6\Delta(37),$ $6\Delta(42), 6\Delta(43)$	见表附2-22 见表附2-23	
	线接触钢丝绳	$6X(37), 6W(35), 6W(36),$ $6XW(36)$	见表附2-13, 14, 15 见表附2-16	
	钢 丝 绳	6×37	见表附2-6	
电 梯	三角股钢丝绳	$6\Delta(21), 6\Delta(24)$	见表附2-22	左捻与右捻绳成 对使用
	线接触钢丝绳	$8X(19), 6W(19), 8T(25)$ $6X(19), 6W(19), 6T(25)$	见表附2-17, 18, 19 见表附2-9, 10, 11	
	钢 丝 绳	6×19	见表附2-5	
挖 掘 机 (电铲卷扬)	三角股钢丝绳	$6\Delta X(36), 6X(37)$ $6\Delta(33), 6\Delta(34), 6\Delta(36),$ $6\Delta(37), 6\Delta(42), 6\Delta(43)$	见表附2-22 见表附2-23	
	线接触钢丝绳	$6X(19)+7 \times 7, 6W(19)+7 \times 7$ $6T(25)+7 \times 7$ $6X(31)+7 \times 7, 6X(37)+7 \times 7$ $6W(35)+7 \times 7, 6W(36)+7 \times 7$ $6XW(36)+7 \times 7$	见表附2-9, 10 见表附2-11 见表附2-12, 13 见表附2-14, 15 见表附2-16	
	钢 丝 绳	$6 \times 19, 6 \times 37$	见表附2-5, 6	

注: 1. 腐蚀是主要报废原因时, 采用镀锌钢丝绳。

2. 钢丝绳工作时终端不能自由旋转, 或虽有反绞力但不能相互纠缠在一起的工作场合, 应采用同向捻钢丝绳。

标准中对钢丝绳标记方法举例如下:

钢丝绳 6×19 交右15.5——185;

钢丝绳 $6X(24)$ 交右23——140镀锌;

钢丝绳 $6 \times (33) + 6\Delta(21)$ 同右52——170。

结构的标记方法, 可以采用全写, 也可以采用分层的方法。

6×19 改写成 $6(1+8+12)$;

$6X24$ 改写成 $6X(0+12+12)$;

$6 \times (33) + 6\Delta(21)$ 改写成 $6 \times (5+13+15) + 6\Delta(0+9+12)$ 。

标记中符号用汉语拼音字母表示:

Δ ——三角股;

$\circ$ ——多层异形股(椭圆股);

X ——线接触西鲁式;

T ——线接触充填式。

钢丝绳破断拉力换算系数参考表

表附-2-2

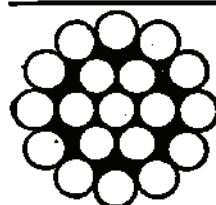
钢 丝 绳 结 构	换算系数
7×7, 6×7, 6×12	0.88
6△(18), 6△(19), 6×19, 6X(19), 6W(19), 6T(25), 6△(30)	0.88
6×24, 6×30, 6×37, 7×19, 8×19, 18×7, 6X(24), 6×31, 6×37 6W(24), 6W(35), 6W(36), 6XW(36), 8X(19), 8W(19), 8T(25) 6△(36)甲, 6△(21), 6△(24), 6△(37)甲, 6△(21), 6△(24), 6△(37)甲, 6△(33), 6△(34), 6△(36)乙, 6△(37)乙, 6△(42), 6△(43)	0.84
8×37, 6△(21)+6△(8), 6△(33)+6△(21)	0.82
6×61, 18×19, 34×7	0.80

注: 1. 对加7×7金属绳芯的钢丝绳, 其换算系数相应减小0.03;

2. 钢丝绳破断拉力=换算系数×钢丝破断拉力总和。

圆 股 钢 丝 绳 (GB1102—74) (一)

表附-2-3



绳1×19

名 称: 单股钢丝绳。

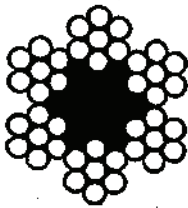
(1+8+12)

主要用途: 包麻钢丝绳的股心, 悬挂电线, 张拉铁塔、烟筒和电线杆等。

直 径		钢丝总断面积	参 考 重 量	钢 丝 绳 公 称 抗 拉 强 度 (kgf/mm ²)				
钢 丝 绳	钢 丝			140	155	170	185	200
(mm)	(mm)	(mm ²)	(kg/100m)	钢 丝 破 断 拉 力 总 和				
				(kgf) (不小于)				
2.0	0.4	2.39	2.03	334	370	406	442	478
2.5	0.5	3.73	3.17	522	578	634	690	746
3.0	0.6	5.37	4.56	751	832	912	993	1070
3.5	0.7	7.31	6.21	1020	1130	1240	1350	1460
4.0	0.8	9.55	8.12	1330	1480	1620	1760	1910
4.5	0.9	12.08	10.27	1690	1870	2050	2230	2410
5.0	1.0	14.92	12.68	2080	2310	2530	2760	2980
5.5	1.1	18.05	15.34	2520	2790	3060	3330	3610
6.0	1.2	21.48	18.26	3000	3320	3650	3970	4290
6.5	1.3	25.21	21.43	3520	3900	4280	4660	5040
7.0	1.4	29.23	24.85	4090	4530	4960	5400	5840
7.5	1.5	33.56	28.53	4690	5200	5700	6200	6710
8.0	1.6	38.18	32.46	5340	5910	6490	7060	7630
8.5	1.7	43.10	36.64	6030	6680	7320	7970	8620
9.0	1.8	48.32	41.07	6760	7480	8210	8930	9660
10.0	2.0	59.66	50.71	8350	9240	10100	11000	11900
11.0	2.2	72.19	61.38	10100	11150	12250	13350	
12.0	2.4	85.91	73.02	12000	13300	14600	15850	
13.0	2.6	100.83	85.71	14100	15600	17100	18650	
14.0	2.8	116.93	99.39	16350	18100	19850	21600	
15.0	3.0	134.24	114.1	18750	20800	22800	24800	
16.0	3.2	152.73	129.8	21350	23650	25950	28250	

圆股钢丝绳 (GB1102—74) (二)

表附-2-4



绳6×7 名称: 钢丝绳。

股(1+6)

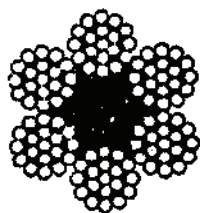
绳纤维芯

主要用途: 无极绳缆车, 钢丝绳皮带输送机, 索道牵引和斜井卷扬等。

直 径		钢丝总断面积	参 考 重 量	钢 丝 绳 公 称 抗 拉 强 度 (kgf/mm ²)				
钢 丝 绳	钢 丝			140	155	170	185	200
				钢 丝 破 断 拉 力 总 和				
(mm)		(mm ²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
3.8	0.4	5.28	5.04	739	818	897	970	1050
4.7	0.5	8.24	7.87	1150	1270	1400	1520	1640
5.6	0.6	11.87	11.34	1660	1830	2010	2190	2370
6.5	0.7	16.16	15.40	2260	2500	2740	2980	3230
7.5	0.8	21.10	20.15	2950	3270	3580	3900	4220
8.4	0.9	26.71	25.51	3730	4140	4540	4940	5340
9.4	1.0	32.97	31.49	4610	5110	5600	6090	6590
10.5	1.1	39.89	38.09	5580	6180	6780	7370	7970
11.5	1.2	47.48	45.34	6640	7350	8070	8780	9490
12.0	1.3	55.72	53.21	7800	8630	9470	10300	11100
13.0	1.4	64.62	61.71	9040	10000	10950	11950	12900
14.0	1.5	74.18	70.84	10350	11450	12600	13700	14800
15.0	1.6	84.40	80.60	11800	13050	14300	15600	16850
16.0	1.7	95.28	90.99	13300	14750	16150	17600	19050
17.0	1.8	106.82	102.0	14950	16550	18150	19750	21350
18.5	2.0	131.88	125.9	18450	20400	22400	24350	26350
20.5	2.2	159.57	152.4	22300	24700	27100	29500	
22.5	2.4	189.91	181.4	26550	29400	32250	35100	
24.5	2.6	222.88	212.9	31200	34500	37850	41200	
26.0	2.8	258.48	246.8	36150	40050	43900	47800	
28.0	3.0	296.73	283.4	41500	45950	50400	54850	
30.0	3.2	337.61	322.4	47250	52300	57350	62450	
32.0	3.5	403.88	385.7	56500	62600	68650		
34.5	3.8	476.09	454.7	66650	73750	80900		
36.5	4.0	527.52	503.8	73850	81750	89650		

圆股钢丝绳 (GB1102—74) (三)

表附-2-5



绳6×19

名 称: 钢丝绳

股(1+6+12)

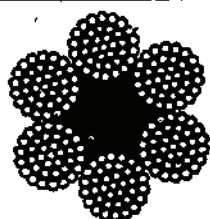
主要用途: 各种起重、提升和牵引设备

绳纤维芯

直 径		钢丝绳总面积	参考重量	钢丝绳公称抗拉强度 (kgf/mm ²)				
钢丝绳	钢 丝			140	155	170	185	200
(mm)		(mm ²)	(kg/100m)	钢丝绳破断拉力总和				
				(kgf) (不小于)				
6.2	0.4	14.32	13.53	2000	2210	2430	2640	2860
7.7	0.5	22.37	21.14	3130	3460	3800	4130	4470
9.3	0.6	32.22	30.45	4510	4990	5470	5960	6440
11.0	0.7	43.85	41.44	6130	6790	7450	8110	8770
12.5	0.8	57.27	54.12	8010	8870	9730	10550	11450
14.0	0.9	72.49	68.50	10100	11200	12300	13400	14450
15.6	1.0	89.49	84.57	12500	13850	15200	16550	17850
17.0	1.1	108.28	102.3	15150	16750	18400	20000	21650
18.5	1.2	128.87	121.8	18000	19950	21900	23800	25750
20.0	1.3	151.24	142.9	21150	23400	25700	27950	30200
21.5	1.4	175.40	165.8	24550	27150	29800	32400	35050
23.0	1.5	201.35	190.3	28150	31200	34200	37200	40250
24.5	1.6	229.09	216.5	32050	35500	38900	42350	45800
26.0	1.7	258.63	244.4	36200	40050	43950	47800	51700
28.0	1.8	289.95	274.0	40550	44900	49250	53600	57950
31.0	2.0	357.96	338.3	50100	55450	60850	66200	71550
34.0	2.2	433.13	409.3	60600	67100	73600	80100	
37.0	2.4	515.46	487.1	72150	79850	87600	95350	
40.0	2.6	604.95	571.7	84650	93750	102500	111500	
43.0	2.8	701.80	663.0	98200	108500	119000	129500	
46.0	3.0	805.41	761.1	112500	124500	136500	149000	

圆股钢丝绳 (GB1102—74) (四)

表附-2-6



绳6×37

名称: 钢丝绳

股(1+6+12+18)

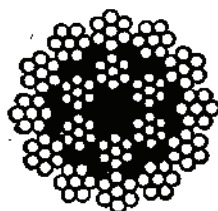
主要用途: 各种起重、提升和牵引设备

绳纤维芯

直 径		钢丝绳总断面积	参考重量	钢丝绳公称抗拉强度 (kgf/mm²)				
钢丝绳	钢 丝			140	165	170	185	200
				钢丝绳破断拉力总和				
(mm)		(mm²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
8.7	0.4	27.88	26.21	3900	4320	4730	5150	5570
11.0	0.5	43.57	40.96	6090	6760	7400	8060	8710
13.0	0.6	62.74	58.98	8780	9720	10650	11600	12590
15.0	0.7	85.39	80.27	11950	13200	14500	15750	17050
17.5	0.8	111.53	104.8	15600	17250	18950	20600	22300
19.5	0.9	141.16	132.7	19750	21850	23950	26100	28200
21.5	1.0	174.27	163.8	24350	27000	29600	32200	34850
24.0	1.1	210.87	198.2	29500	32650	35800	39000	42150
26.0	1.2	250.95	235.9	35100	38850	42650	46400	50150
28.0	1.3	294.52	276.8	41200	45650	50050	54450	58900
30.0	1.4	341.57	321.1	47800	52900	58050	63150	68300
32.5	1.5	392.11	368.6	54850	60750	66650	72500	78400
34.5	1.6	446.13	419.4	62450	69150	75800	82500	89200
36.5	1.7	503.64	473.4	70500	78050	85600	93150	100500
39.0	1.8	564.63	530.8	79000	87500	95950	104000	112500
43.0	2.0	697.08	655.3	97550	108000	118500	128500	139000
47.5	2.2	843.47	792.9	118000	130500	143000	156000	
52.0	2.4	1003.80	943.6	140500	155500	170500	185500	
56.0	2.6	1178.07	1107.4	164500	182500	200000	217500	
60.5	2.8	1366.28	1284.3	191000	211500	232000	252500	
65.0	3.0	1568.43	1474.3	219500	243000	266500	290000	

圆 股 钢 丝 绳 (GB1102—74) (五)

表附-2-7

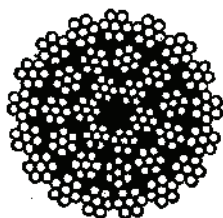


绳18×7 名 称: 多层股(不旋转)钢丝绳
 股(1+6) 主要用途: 开凿竖井提升(竖井), 竖井罐道, 竖井提升(钢丝绳罐道时),
 绳纤维芯 索道承载索以及要求钢丝绳不旋转的用途

直 径		钢丝绳总断面积	参 考 重 量	钢 丝 绳 公 称 抗 拉 强 度 (kgf/mm ²)				
钢 丝 绳	钢 丝			140	155	170	185	200
				钢 丝 破 断 拉 力 总 和				
(mm)		(mm ²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
6.2	0.4	15.83	14.80	2210	2450	2690	2920	3160
7.7	0.5	24.73	23.12	3460	3830	4200	4570	4940
9.3	0.6	36.61	33.30	4980	5510	6050	6580	7120
11.0	0.7	48.47	45.32	6780	7510	8230	8960	9690
12.5	0.8	63.30	59.19	8860	9810	10750	11700	12650
14.0	0.9	80.12	74.91	11200	12400	13600	14800	16000
15.5	1.0	98.91	92.48	13800	15300	16800	18250	19750
17.0	1.1	119.68	111.9	16750	18550	20300	22100	23900
18.5	1.2	142.43	133.2	19900	22050	24200	26300	28450
20.0	1.3	167.16	156.3	23400	25900	28400	30900	33400
21.5	1.4	193.86	181.3	27100	30000	32950	35850	38750
23.0	1.5	222.65	208.1	31150	34450	37800	41150	44500
24.5	1.6	253.21	236.8	35400	39200	43000	46800	50600
26.0	1.7	285.86	267.3	40000	44300	48550	52850	57150
28.0	1.8	320.47	299.6	44850	49650	54450	59250	64050
31.0	2.0	395.64	369.9	55350	61300	67250	73150	79100
34.0	2.2	478.72	447.6	67000	74200	81350	88550	
37.0	2.4	569.72	532.7	79750	88300	96850	105000	
40.0	2.6	668.63	625.2	93800	103500	113500	123500	
43.0	2.8	775.45	725.0	108500	120000	131500	143000	
46.0	3.0	890.19	832.3	124500	137500	151000	164500	

圆股钢丝绳(GB1102—74)(六)

表附-2-8



绳34×7 名称: 多层股(不旋转)钢丝绳

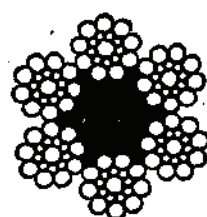
股(1+6) 主要用途: 港口装卸起重机, 建筑用塔式起重机, 以及要求
绳纤维芯 钢丝绳不旋转的用途

直 径		钢丝绳总断面积	参考重量	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm ²)				
钢丝绳	钢 丝			140	155	170	185	200
(mm)		(mm ²)	(kg/100m)	钢丝绳破断拉力总和 (kgf) (不小于)				
8.4	0.4	29.89	27.65	4180	4630	5080	5520	5970
10.5	0.6	46.71	43.21	6530	7240	7940	8640	9340
12.5	0.6	67.26	62.22	9410	10400	11400	12400	13450
15.0	0.7	91.55	84.68	12800	14150	15550	16900	18300
17.0	0.8	119.57	110.6	16700	18500	20300	22100	23900
19.0	0.9	151.33	140.0	21150	23450	25700	27950	30250
21.0	1.0	186.83	172.8	26150	28950	31750	34550	37350
23.0	1.1	226.08	209.1	31600	35000	38400	41800	45200
25.5	1.2	269.04	248.9	37650	41700	45700	49750	53800
27.5	1.3	315.74	292.1	44200	48900	53650	58400	63100
29.5	1.4	366.19	338.7	51250	56750	62250	67700	73200
31.5	1.5	420.37	388.8	58850	65150	71450	77750	84050
33.5	1.6	478.28	442.4	66950	74100	81300	88450	95650
35.5	1.7	539.94	499.4	75650	83650	91750	99850	107500
38.0	1.8	605.33	560.0	84700	93800	102500	111500	121000
42.0	2.0	747.32	691.3	104500	115500	127000	138000	149000
46.0	2.2	904.26	836.4	126500	140000	153500	167000	
50.5	2.4	1076.14	995.4	150500	166500	182500	199000	
54.5	2.6	1262.97	1188.2	176500	195500	214500	233500	

圆 股 钢 丝 绳 (GB1102—74) (七)

表附-2-9

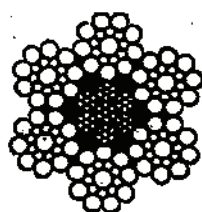
名 称: 线接触钢丝绳



绳6X(19)

股(1+9+9)

绳纤维芯



绳6X(19)+7x7 主要用途: 使用在腐蚀不大, 而要求

股(1+9+9)

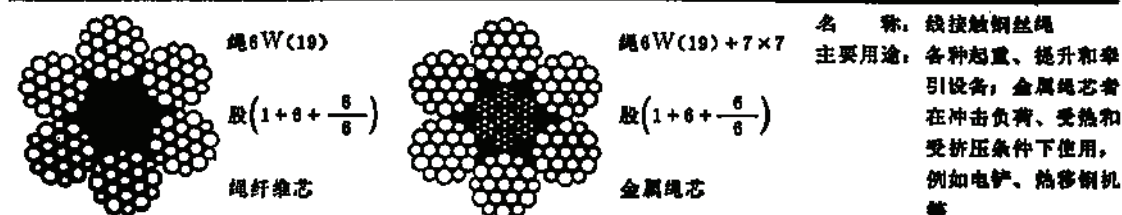
金属绳芯

耐磨条件下的各种起重、
提升和牵引设备; 金属绳
芯者在冲击负荷、受力和
受挤压条件下使用, 如电
炉、热修钢机等

直 径					钢丝总 断面积	参 考 重 量	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm²)				
钢丝绳	钢 丝						断面积 (mm²)	重 量 (kg/ 100m)	140	155	170
	中 心	第一层	第二层	金属绳芯	钢 丝 破 断 拉 力 总 和						
(mm)					(mm²)	(kg/ 100m)	(kgf) (不小于)				
8.8	0.8	0.4	0.7	—	30.57	28.43	4270	4730	6190	5650	6110
11.0	1.0	0.5	0.85	0.4	45.93	42.71	6430	7110	7800	8490	9180
13.0	1.2	0.6	1.05	0.5	68.78	63.97	9620	10650	11650	12700	13750
15.0	1.4	0.7	1.2	0.55	91.04	84.87	12700	14100	15450	16800	18200
17.5	1.6	0.8	1.4	0.65	122.27	113.7	17100	18950	20750	22800	24450
19.5	1.8	0.9	1.6	0.75	158.11	147.0	22100	24500	26850	29250	31800
21.5	2.0	1.0	1.75	0.8	191.05	177.7	26700	29600	32450	35300	38200
23.5	2.2	1.1	1.9	0.9	227.12	211.2	31750	35200	38600	42000	45400
26.0	2.4	1.2	2.1	1.0	275.11	255.9	38500	42600	46750	50850	
28.5	2.6	1.3	2.3	1.1	327.72	304.8	45850	50750	55700	60500	
30.5	2.8	1.4	2.5	1.15	384.95	358.0	53850	59650	65400	71200	
32.5	3.0	1.5	2.6	1.25	424.32	394.6	59400	65750	72100	78450	
34.5	3.2	1.6	2.8	1.3	489.09	454.0	68450	75600	83100	90400	
37.0	3.5	1.7	3.0	1.4	561.71	522.4	78600	87050	95450	103500	

圆股钢丝绳(GB1102—74)(八)

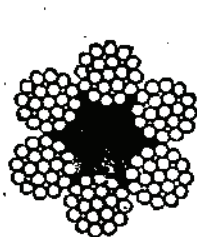
表附-2-10



直 径						钢丝绳总断 面 积	参考重量	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm ²)				
钢丝绳	钢 丝							140	155	170	185	200
	中心	第一层	第二层		金属 绳芯			钢 丝 破 断 拉 力 总 和				
(mm)						(mm ²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
8.0	0.6	0.55	0.6	0.45	—	26.14	24.31	3650	4050	4400	4800	5200
9.2	0.7	0.65	0.7	0.5	—	35.16	32.70	4920	5440	5970	6500	7080
11.0	0.8	0.75	0.8	0.6	0.4	47.17	43.87	6600	7310	8010	8720	9430
12.0	0.9	0.85	0.9	0.65	0.45	59.06	54.93	8260	9150	10000	10900	11800
13.5	1.0	0.95	1.0	0.75	0.6	74.37	69.16	10400	11500	12600	13750	14850
14.5	1.1	1.05	1.1	0.8	0.55	89.14	82.90	12450	13800	15150	16450	17800
16.0	1.2	1.15	1.2	0.9	0.6	107.74	100.2	15050	16650	18300	19900	21500
17.5	1.3	1.25	1.3	1.0	0.65	128.14	119.2	17900	19850	21750	23700	25600
19.0	1.4	1.35	1.4	1.05	0.7	147.28	137.0	20600	22800	25000	27200	29450
20.0	1.5	1.4	1.5	1.1	0.75	163.77	152.3	22900	26350	27800	30250	32750
21.5	1.6	1.5	1.6	1.2	0.8	188.68	175.5	26400	29200	32050	34900	37700
22.5	1.7	1.6	1.7	1.25	0.85	211.79	197.0	29650	32800	36000	39150	42350
24.0	1.8	1.7	1.8	1.35	0.9	240.00	223.2	33600	37200	40800	44400	48000
25.5	1.9	1.8	1.9	1.4	0.95	265.97	247.4	37200	41200	45200	49200	53150
27.0	2.0	1.9	2.0	1.5	1.0	297.48	276.7	41600	46100	50550	55000	59450
30.0	2.2	2.1	2.2	1.65	1.1	361.14	335.9	50550	55950	61350	66800	
32.5	2.4	2.3	2.4	1.8	1.25	430.97	400.8	60300	66800	73250	79700	
35.0	2.6	2.5	2.6	1.9	1.3	501.52	466.4	70200	77700	85250	92750	
38.0	2.8	2.7	2.8	2.1	1.45	589.13	547.9	82450	91300	100000	108500	
40.0	3.0	2.8	3.0	2.2	1.6	655.07	609.2	91700	101500	111000	121000	

圆 股 钢 丝 绳 (GB1102—74) (九)

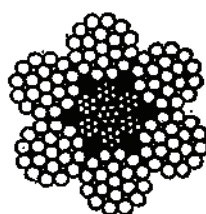
表附-2-11



绳6T(25)

股(1+6; 6+12)

绳纤维芯



绳6T(25)+7x7

股(1+6; 6+12)

金属绳芯

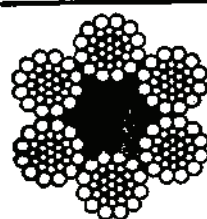
名 称: 线接触钢丝绳

主要用途: 各种起重、提升和牵引设备; 金属绳芯者在冲击负荷、受力和受挤压条件下使用, 例如电铲、热移钢机等。

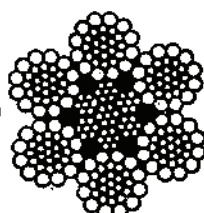
直 径					钢 丝 总 断 面 积	参 考 重 量	钢 丝 绳 公 称 抗 拉 强 度				
钢 丝 绳	钢 丝						(mm ²)	(kg/ 100m)	140	155	170
	中 心	股 的	填 充	金 属 绳 芯	钢 丝 破 断 拉 力 总 和						
(mm)							(kgf) (不小于)				
14.0	1.1	0.9	0.4	0.55	78.89	72.97	11000	12200	13400	14550	15750
15.5	1.2	1.0	0.45	0.6	97.29	89.99	13600	15050	16500	17950	19450
17.0	1.3	1.1	0.5	0.65	117.61	108.8	16450	18200	19950	21750	23500
18.5	1.45	1.2	0.55	0.7	140.53	130.0	19850	21750	23850	25950	28100
20.0	1.55	1.3	0.6	0.75	164.77	152.4	23050	25500	28000	30450	32950
21.5	1.7	1.4	0.6	0.8	189.95	175.7	26550	29400	32250	35100	37950
23.0	1.8	1.5	0.65	0.9	217.96	201.6	30500	33750	37050	40300	43550
24.5	1.9	1.6	0.7	0.95	247.89	229.3	34700	38400	42100	45850	49550
26.0	2.0	1.7	0.75	1.0	279.75	258.8	39150	43350	47550	51750	55950
28.0	2.2	1.8	0.8	1.05	315.57	291.9	44150	48900	53600	58350	63100
31.0	2.4	2.0	0.9	1.15	389.14	360.0	54450	60300	66150	71950	77800
34.0	2.6	2.2	1.0	1.25	470.43	435.1	65850	72900	79950	87000	
37.0	2.9	2.4	1.05	1.4	559.10	517.2	78250	86650	95000	103000	
40.0	3.1	2.6	1.15	1.5	655.75	606.6	91800	101500	111000	121000	
43.0	3.4	2.8	1.2	1.6	759.82	702.8	106000	117500	129000	140500	
46.0	3.6	3.0	1.3	1.75	871.82	806.4	122000	135000	148000	161000	

圆股钢丝绳(GB1102-74)(十)

表附-2-12



绳 6 X(31)
股(1+6+12+12)
绳纤维芯



绳 6 X(31)+7x7
股(1+6+12+12)
金属绳芯

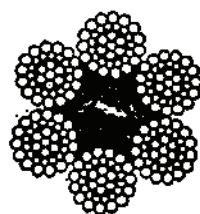
名称:点、线接触钢丝绳。

主要用途:各种起重、提升和牵引
设备;金属绳芯者在
冲击负荷、受力和受
挤压条件下使用,例
如电铲、热移钢机等。

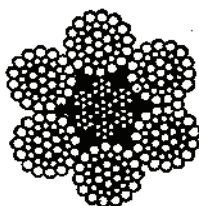
直 径						钢 丝 总 断 面 积	参 考 重 量	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm ²)				
钢丝绳	钢 丝							140	155	170	185	200
	中心	第一层	第二层	第三层	金属 绳芯	(mm ²)	(kg/100m)	钢 丝 破 断 拉 力 总 和				
(mm)						(mm ²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
9.3	0.4	0.4	0.4	0.6	—	34.67	32.07	4850	5370	5890	6410	6930
11.5	0.5	0.5	0.5	0.75	0.45	54.17	50.11	7580	8390	9200	10000	10800
14.0	0.65	0.6	0.6	0.9	0.55	78.29	72.42	10950	12100	13300	14450	15650
16.0	0.75	0.7	0.7	1.05	0.6	106.50	98.51	14900	16500	18100	19700	21300
18.5	0.85	0.8	0.8	1.2	0.7	139.05	128.6	19450	21550	23600	25700	27800
21.0	0.95	0.9	0.9	1.35	0.8	175.93	162.7	24600	27250	29900	32500	35150
23.0	1.05	1.0	1.0	1.5	0.9	217.14	200.9	30350	33650	36900	40150	43400
25.5	1.15	1.1	1.1	1.65	0.95	262.69	243.0	36750	40700	44650	48550	52500
28.0	1.25	1.2	1.2	1.8	1.05	312.57	289.1	43750	48400	53100	57800	62500
30.5	1.4	1.3	1.3	2.0	1.15	378.59	350.2	53000	58650	64350	70000	75700
32.5	1.45	1.35	1.4	2.1	1.2	421.44	389.8	59000	65300	71600	77950	
35.5	1.6	1.5	1.5	2.3	1.35	501.80	464.2	70250	77750	85300	92800	
37.0	1.65	1.55	1.6	2.4	1.4	550.96	509.6	77100	85350	93650	101500	
40.0	1.8	1.7	1.7	2.6	1.5	642.35	594.2	89900	99550	109000	118500	
42.0	1.85	1.75	1.8	2.7	1.55	697.82	645.5	97650	108000	118500	129000	
45.0	2.0	1.9	1.9	2.9	1.7	800.23	740.2	112000	124000	136000	148000	
46.0	2.1	2.0	2.0	3.0	1.75	868.57	803.4	121500	134500	147500	160500	

圆 股 钢 丝 绳 (GB1102-74) (十一)

表附-2-13



绳 6 X (37)
股 (1+6+15+15)
绳纤维芯



绳 6 X (37) + 7 × 7
股 (1+6+15+15)
金属绳芯

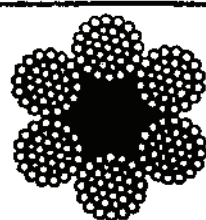
名 称: 点、线接触钢丝绳。

主要用途: 各种起重、提升和牵引设备; 金属绳芯者在冲击负荷、受力和受挤压条件下使用, 例如电铲。

直 径						钢 丝 总	参 考 重 量	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm ²)				
钢丝绳	钢 丝					断 面 积		140	155	170	185	200
	中心	第一层	第二层	第三层	金属绳芯			钢 丝 破 断 拉 力 总 和				
(mm)						(mm ²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
10.0	0.55	0.5	0.4	0.55	0.4	41.17	38.08	5760	6380	6990	7610	8230
13.0	0.7	0.65	0.5	0.7	0.5	66.53	61.54	9310	10300	11300	12300	13300
15.0	0.8	0.75	0.55	0.8	0.55	85.50	79.09	11950	13250	14500	15800	17100
17.0	0.9	0.85	0.65	0.9	0.65	111.31	103.0	15550	17250	18900	20550	22250
18.5	1.0	0.95	0.7	1.0	0.7	135.48	125.3	18950	20950	23000	25050	27050
20.5	1.1	1.05	0.8	1.1	0.8	167.56	155.0	23450	25950	28450	30950	33500
22.5	1.2	1.1	0.85	1.2	0.85	193.76	179.2	27100	30000	32900	35800	38750
24.0	1.3	1.2	0.95	1.3	0.9	231.81	214.4	32450	35900	39400	42850	46350
26.0	1.4	1.3	1.0	1.4	1.0	266.12	246.2	37250	41200	45200	49200	53200
28.0	1.5	1.4	1.1	1.5	1.05	310.44	287.2	43450	48100	52750	57400	62050
30.0	1.6	1.5	1.15	1.6	1.15	349.94	323.7	48950	54200	59450	64700	69950
32.0	1.7	1.6	1.25	1.7	1.2	400.53	370.5	56050	62050	68050	74050	80100
33.5	1.8	1.7	1.3	1.8	1.3	445.24	411.8	62300	69000	75650	82350	89000
37.5	2.0	1.9	1.45	2.0	1.45	552.00	510.6	77250	85550	93800	102000	110000
41.0	2.2	2.1	1.6	2.2	1.55	670.23	620.0	93800	103500	113500	123500	
44.5	2.4	2.2	1.7	2.4	1.7	775.03	716.9	108500	120000	131500	143000	
48.5	2.6	2.4	1.9	2.6	1.85	927.26	857.7	129500	143500	157500	171500	
52.0	2.8	2.6	2.0	2.8	2.0	1064.46	984.6	149000	164500	180500	196500	
56.0	3.0	2.8	2.2	3.0	2.1	1241.74	1148.6	173500	192000	211000	229500	

圆 股 钢 丝 绳 (GB1102—74) (十二)

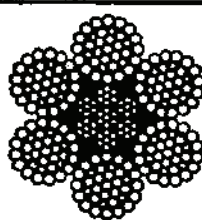
表附-2-14



绳 6 W (35)

股 $(1+6+\frac{6}{6}+16)$

绳纤维芯



绳 6 W (35) + 7 × 7

股 $(1+6+\frac{6}{6}+16)$

金属绳芯

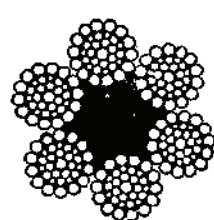
名 称: 点、线接触钢丝绳。

主要用途: 各种起重、提升和牵引设备; 金属绳芯者在冲击负荷、受热和受挤压条件下使用, 例如电铲。

直 径							钢 丝 总 断 面 积	参 考 重 量	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm²)				
钢丝绳	钢 丝								140	155	170	185	200
	中心	第一层	第 二 层		第三层	金属 绳芯			钢丝绳破断拉力总和				
			大的	小的									
(mm)							(mm²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
11.5	0.6	0.55	0.6	0.45	0.6	0.45	53.27	49.27	7450	8250	9050	9850	10650
13.5	0.7	0.65	0.7	0.5	0.7	0.5	72.09	66.68	10050	11150	12250	13300	14400
15.5	0.8	0.75	0.8	0.6	0.8	0.6	95.40	88.25	13350	14750	16200	17600	19050
17.5	0.9	0.85	0.9	0.65	0.9	0.65	120.11	111.1	16800	18600	20400	22200	24000
19.5	1.0	0.95	1.0	0.75	1.0	0.75	149.73	138.5	20950	23200	25450	27700	29900
21.5	1.1	1.05	1.1	0.8	1.1	0.8	180.32	166.8	25200	27900	30650	33350	36050
23.5	1.2	1.15	1.2	0.9	1.2	0.9	216.26	200.0	30250	33500	36750	40000	43250
25.5	1.3	1.25	1.3	1.0	1.3	1.0	255.49	236.3	35750	39600	43400	47250	51050
27.5	1.4	1.35	1.4	1.05	1.4	1.05	294.99	272.9	41250	45700	50100	54550	58950
29.0	1.5	1.4	1.5	1.1	1.5	1.1	333.32	308.3	46650	51650	56650	61650	66650
31.0	1.6	1.5	1.6	1.2	1.6	1.2	381.60	353.0	53400	59100	64850	70550	76300
33.0	1.7	1.6	1.7	1.25	1.7	1.25	429.58	397.4	60100	66550	73000	79450	85900
35.0	1.8	1.7	1.8	1.35	1.8	1.35	484.16	447.8	67750	75000	82300	89550	96800
37.0	1.9	1.8	1.9	1.4	1.9	1.4	538.02	497.7	76300	83350	91450	99500	107500
39.0	2.0	1.9	2.0	1.5	2.0	1.5	598.92	554.0	83800	92800	101500	110500	119500
43.0	2.2	2.1	2.2	1.65	2.2	1.65	725.88	671.4	101500	112500	123000	134000	
47.0	2.4	2.3	2.4	1.8	2.4	1.8	865.04	800.2	121000	134000	147000	160000	
51.0	2.6	2.5	2.6	1.9	2.6	1.9	1010.95	935.1	141500	156500	171500	187000	
55.0	2.8	2.7	2.8	2.1	2.8	2.1	1179.95	1091.5	165000	182500	200500	218000	
58.0	3.0	2.8	3.0	2.2	3.0	2.2	1333.31	1233.3	186500	206500	226500	246500	

圆 股 钢 丝 绳 (GB1102—74) (十三)

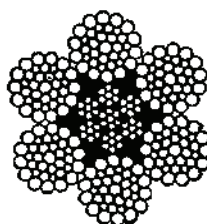
表附-2-15



绳 6 W(36)

$$\text{股} \left(1 + 7 + \frac{7}{7} + 14 \right)$$

绳纤维芯



绳 6 W(36) + 7 × 7

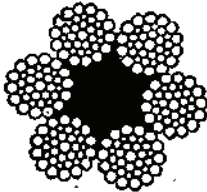
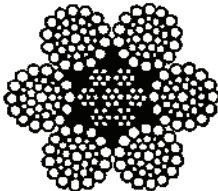
$$\text{股} \left(1 + 7 + \frac{7}{7} + 14 \right)$$

绳金属芯

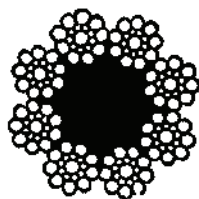
名 称: 点、线接触钢丝绳。

主要用途: 各种起重、提升和牵引设备; 金属绳芯者在冲击负荷、受力和受挤压条件下使用, 例如电铲。

直 径							钢 丝 总 断 面 积	参 考 重 量	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm ²)				
钢丝绳	钢 丝								140	155	170	185	200
	中心	第一层	第二层		第三层	金属 绳芯			钢丝绳破断拉力总和				
			大的	小的									
(mm)							(mm ²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
23.0	1.4	1.0	1.0	0.75	1.3	0.9	205.16	189.8	28700	31750	34850	37950	41000
25.0	1.5	1.1	1.1	0.8	1.4	0.95	240.73	222.7	33700	37300	40900	44500	48100
26.5	1.6	1.15	1.15	0.85	1.5	1.0	271.45	251.1	38000	42050	46100	50200	54250
28.0	1.65	1.2	1.2	0.9	1.6	1.05	303.29	280.5	42450	47000	51550	56100	60650
30.0	1.8	1.3	1.3	0.95	1.7	1.15	347.02	321.0	48550	53750	58950	64150	69400
31.0	1.85	1.35	1.35	1.0	1.8	1.2	382.91	354.2	53600	59350	65050	70800	76550
33.0	2.0	1.45	1.45	1.05	1.9	1.3	431.87	399.5	60450	66900	73400	79850	86350
35.0	2.1	1.5	1.5	1.1	2.0	1.35	472.79	437.3	66150	73250	80350	87450	94550
36.5	2.2	1.6	1.6	1.15	2.1	1.4	526.00	486.6	73600	81500	89400	97300	
38.0	2.3	1.65	1.65	1.2	2.2	1.45	571.06	528.2	79900	88500	97050	105500	
40.0	2.4	1.75	1.75	1.3	2.3	1.55	633.61	586.1	88700	98200	107500	117000	
42.0	2.5	1.8	1.8	1.35	2.4	1.6	682.99	631.8	95600	105500	116000	126000	
46.0	2.8	2.0	2.0	1.5	2.6	1.75	820.62	759.1	114500	127000	139500	151500	
48.5	2.9	2.1	2.1	1.55	2.8	1.85	926.59	857.1	129500	143500	157500	171000	
53.0	3.2	2.3	2.3	1.7	3.0	2.0	1085.80	1004.4	152000	168000	184500	200500	

				绳 6 X W (36) 股 $(1+7+\frac{7}{7}+14)$		绳 6 X W (36)+7×7 股 $(1+7+\frac{7}{7}+14)$		名称: 线接触钢丝绳。 主要用途: 各种起重、提升和牵引设备; 金属绳芯 者在冲击负荷、受热和受挤压条件下使 用, 例如电铲。	
绳纤维芯		绳金属绳芯							
直		径		丝		钢丝绳公称抗拉强度 (kgf/mm ²)			
钢丝绳		钢		丝		参考重量		钢丝破断拉力总和	
		中 心		第 一 层		第 二 层		第 三 层	
		大		小		的		的	

圆股钢丝绳 (GB1102-74) (十五)



绳 8 X (19)

股 (1+6+6)

绳纤维芯

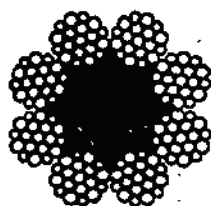
名 称: 热接触钢丝绳。

主要用途: 电梯、起重机械。

直 径				钢丝绳截面面积和 (mm ²)	参考重量 (kg/100m)	钢丝绳公称抗拉强度 (kgf/mm ²)				
钢丝绳	钢 丝					140	155	170	185	200
	中 心	第 一 层	第 二 层							
(mm)										
10.5	0.8	0.4	0.7	46.76	39.94	5700	6310	6920	7540	8150
13.0	1.0	0.5	0.85	61.25	50.03	8570	9490	10400	11300	12250
16.0	1.2	0.6	1.05	91.70	79.87	12800	14200	15550	16950	18300
18.0	1.4	0.7	1.2	121.39	119.0	16950	18800	20600	22450	24250
21.0	1.6	0.8	1.4	163.03	159.8	22800	25250	27700	30150	32600
24.0	1.8	0.9	1.6	210.82	208.6	29500	32650	35800	39000	42150
26.5	2.0	1.0	1.75	264.73	249.6	35650	39450	43300	47100	50900
28.0	2.2	1.1	1.9	302.82	286.8	42350	46900	51450	56000	60550
31.5	2.4	1.2	2.1	366.81	359.5	51350	56850	62350	67850	
34.5	2.6	1.3	2.3	436.96	428.2	61150	67700	74250	80800	
37.0	2.8	1.4	2.5	513.26	503.0	71850	79550	87250	94950	
39.0	3.0	1.5	2.6	565.77	554.8	79200	87650	96150	104500	
42.0	3.2	1.6	2.8	652.12	639.1	91250	101000	110500	120500	
45.0	3.5	1.7	3.0	748.95	734.0	104500	116000	127000	138500	

圆股钢丝绳 (GB1102—74) (十六)

表附-2-18



绳 6 W(19)

股 $(1 + 6 + \frac{6}{6})$

绳纤维芯

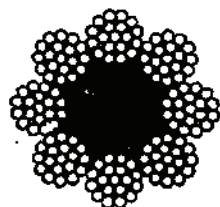
名 称: 线接触钢丝绳。

主要用途: 电梯、起重机械。

直		径			钢丝绳总 断面积	参考重量	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm ²)				
钢丝绳	钢 丝						140	155	170	185	200
	中 心	第一层	第 二 层				钢 丝 破 断 拉 力 总 和				
			大 的	小 的							
(mm)					(mm ²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
9.7	0.6	0.55	0.6	0.45	34.85	34.15	4350	5400	5900	6400	6950
11.0	0.7	0.65	0.7	0.5	45.88	45.94	5560	7260	7980	8670	9370
13.0	0.8	0.75	0.8	0.6	62.89	61.63	8200	9740	10650	11600	12550
14.5	0.9	0.85	0.9	0.65	78.75	77.18	11000	12200	13350	14550	15750
16.5	1.0	0.95	1.0	0.75	99.16	97.18	13850	15350	16850	18300	19800
18.0	1.1	1.05	1.1	0.8	118.85	116.5	16600	18400	20200	21950	23750
20.0	1.2	1.15	1.2	0.9	143.66	140.8	20100	22250	24400	26550	28700
21.5	1.3	1.25	1.3	1.0	170.85	167.4	23900	26450	29000	31600	34150
23.0	1.4	1.35	1.4	1.05	196.38	192.5	27450	30400	33350	36300	39250
24.5	1.5	1.4	1.5	1.1	218.36	214.0	30550	33800	37100	40350	43650
26.0	1.6	1.5	1.6	1.2	251.58	246.5	35200	38950	42750	46500	50300
27.5	1.7	1.6	1.7	1.25	282.38	276.7	39500	43750	48000	52200	56450
29.5	1.8	1.7	1.8	1.35	320.00	313.6	44800	49600	54400	59200	64000
31.0	1.9	1.8	1.9	1.4	354.63	347.5	49600	54950	60250	65600	70900
33.0	2.0	1.9	2.0	1.5	396.65	388.7	55500	61450	67400	73350	79300
36.0	2.2	2.1	2.2	1.65	481.52	471.9	67400	74600	81850	89050	
39.5	2.4	2.3	2.4	1.8	574.62	563.1	80400	89050	97650	106000	
42.5	2.6	2.5	2.6	1.9	668.69	655.3	93600	103500	113500	123500	
46.5	2.8	2.7	2.8	2.1	785.50	769.8	109500	121500	133500	145000	
48.5	3.0	2.8	3.0	2.2	873.42	856.0	122000	135000	148000	161500	

圆 股 钢 丝 绳 (GB1102-74) (十七)

表附-2-19



绳 8 T(25)

名 称: 线接触钢丝绳。

股 (1+6; 6+12)

主要用途: 电梯、起重机械。

绳纤维芯

直 径				钢丝绳总 断面积	参考重量 (kg/ 100m)	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm ²)				
钢丝绳	钢 丝					140	155	170	185	200
	中 心	股 的	填 充	(mm ²)	钢 丝 破 断 拉 力 总 和					
(mm)				(mm ²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
17.0	1.1	0.9	0.4	105.19	102.0	14700	16300	17850	19450	21000
19.0	1.2	1.0	0.45	129.71	125.8	18150	20100	22050	23950	25900
20.5	1.3	1.1	0.5	156.81	152.1	21950	24300	26650	29000	31350
22.5	1.45	1.2	0.55	187.38	181.8	26200	29000	31850	34650	37450
24.5	1.55	1.3	0.6	219.69	213.1	30750	34050	37300	40600	43900
26.0	1.7	1.4	0.6	253.27	245.7	35450	39250	43050	46850	50650
28.0	1.8	1.5	0.65	290.61	281.9	40650	45000	49400	53750	58100
30.0	1.9	1.6	0.7	330.52	320.6	46250	51200	56150	61100	66100
32.0	2.0	1.7	0.75	373.00	361.8	52200	57800	63400	69000	74600
33.5	2.2	1.8	0.8	420.76	408.1	58900	65200	71500	77800	84150
37.5	2.4	2.0	0.9	518.85	503.3	72600	80400	88200	95950	103500
41.0	2.6	2.2	1.0	627.25	608.4	87800	97200	106500	116000	
45.0	2.9	2.4	1.05	745.47	723.1	104000	115500	126500	137500	
48.5	3.1	2.6	1.15	874.33	848.1	122000	135500	148500	161500	
52.5	3.4	2.8	1.2	1013.09	982.7	141500	157000	172000	187000	
56.0	3.6	3.0	1.3	1162.43	1127.6	162500	180000	197500	215000	

表附-2-20

异型股钢丝绳(YB829-79) (一)



直 径		钢 丝 绳					参考重量 (kg/100m)	钢丝绳公称抗拉强度 (kgf/mm ²)					
		钢			丝			钢丝绳总断面积 (mm ²)	140	155	170	185	200
		3×2+3股芯	1×7+3股芯	第一层									
股 数	芯 径 (铁丝)	股 数	芯 径 (铁丝)	股 数	芯 径 (铁丝)	第一层	(mm ²)	(kg/100m)	(kgf) (不小于)				
20.0	1.1	0.9	0.9	0.9	0.9	1.85	179.27	170.3	25050	27750	30450	33150	35850
21.5	1.15	0.95	1.0	1.0	1.0	2.0	206.93	196.6	28950	32050	35150	38250	41350
24.0	1.3	1.05	1.1	1.1	1.1	2.2	252.93	240.3	35400	39200	42950	46750	
26.0	1.4	1.15	1.2	1.2	1.2	2.4	299.56	284.6	41900	46400	50900	55400	
29.0	1.55	1.3	1.3	1.3	1.3	2.7	376.92	358.1	52750	58400	64050	69700	
31.0	1.7	1.4	1.4	1.4	1.4	2.9	438.17	416.3	61300	67900	74450	81050	
33.5	1.8	1.5	1.5	1.5	1.5	3.1	498.93	474.0	69850	77300	84800		
35.5	1.9	1.6	1.6	1.6	1.6	3.3	563.65	535.5	78900	87350	95800		
37.5	2.0	1.7	1.7	1.7	1.7	3.5	632.32	600.7	88500	98000	107000		

注: 3×2+3及1×7+3股芯采用镀锌钢丝。

异型股钢丝绳 (YB829-79) (二)

表附-2-21

名称: 三角股钢丝绳。

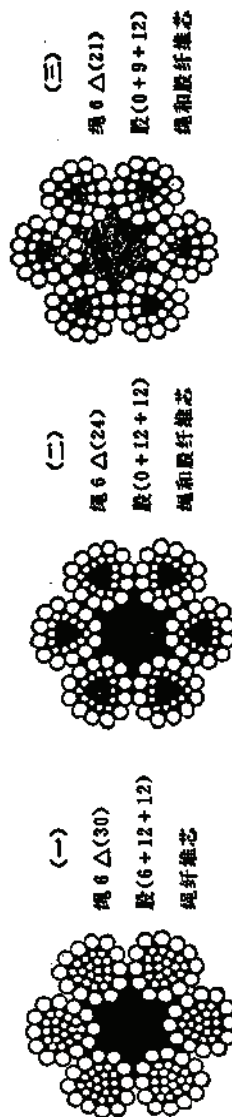
主要用途: 竖井提升, 高炉卷扬,

电梯, 以及缆车和索道

拉(左向与右向同绳

可成对使用)的各种起

重机械等。



直			径			钢丝绳公称抗拉强度 (kgf/mm²)									
钢丝绳	钢		丝		第二层	全部钢丝 的断面积 (mm²)	参考重量 (kg/100m)	钢丝绳破断拉力总和							
	1×6股芯 (铁丝)	第一层		140				155	170	185	200				
		(一)	(二)									(三)			
(mm)											(kgf)(不小于)				
11.0	—	—	—	0.5	0.6	0.8	50.30	49.80	7040	7790	8550	9300	10050		
13.0	—	—	—	0.6	0.7	0.95	71.36	70.65	9990	11050	12100	13200	14250		
15.0	—	—	—	0.7	0.8	1.1	95.51	94.55	13350	14800	16200	17650	19100		
16.5	—	—	—	0.75	0.9	1.2	113.18	112.0	15800	17500	19200	20900	22600		
19.5	—	—	—	0.9	1.05	1.4	156.56	155.0	21900	24250	26600	28950	31300		
21.0	0.95	0.9	0.95	0.95	1.1	1.5	172.95	171.2	24200	26800	29400	31950	34550		
22.0	1.0	0.95	1.0	1.0	1.2	1.6	195.70	193.7	27350	30300	33250	36200	39100		
24.0	1.1	1.05	1.1	1.1	1.25	1.7	225.66	223.4	31550	34950	38350	41700	45100		
26.5	1.2	1.15	1.2	1.2	1.4	1.9	278.78	276.0	39000	43200	47350	51550	55750		
28.0	1.3	1.2	1.3	1.3	1.5	2.0	307.47	304.4	43000	47650	52250	56850	61450		
31.0	1.4	1.35	1.4	1.35	1.65	2.2	376.56	372.8	52700	58350	64000	69650			
32.5	1.5	1.4	1.45	1.45	1.7	2.3	409.77	405.7	57350	63500	69650	75800			
35.0	1.6	1.5	1.6	1.6	1.85	2.5	480.42	475.6	67250	74450	81650	88850			
37.0	1.7	1.6	1.65	1.65	1.95	2.6	526.77	521.5	73700	81600	89550	97450			

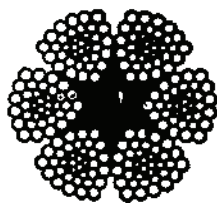
注: 对 6 Δ (30), 其百米重量应乘上 1.07。

表附-2-22

异型股钢丝绳 (YB829-79) (三)

钢丝绳		直 径										参考重量 (kg/100m)	钢丝绳断面积 (mm ²)	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm ²)	钢丝绳破断拉力总和 (kgf)(不小于)
		钢						丝							
		3×2+3股芯		1×7+3股芯		第二层									
		股 芯 填 (铁丝)	股 芯 补 (铁丝)	第一层	第二层										
33.0	1.45	1.2	1.2	1.2	1.7	2.0	478.6	493.42	69050	74450	83850	91250			
34.5	1.5	1.25	1.25	1.25	1.75	2.1	520.1	536.17	75050	83100	91100	99150			
36.5	1.6	1.35	1.35	1.35	1.85	2.2	577.6	595.47	83350	92250	101000	110000			
38.0	1.65	1.35	1.4	1.4	1.9	2.3	623.1	642.40	89900	99550	109000	118500			
39.5	1.7	1.4	1.45	1.45	2.0	2.4	681.3	702.34	98300	108500	119000	129500			
41.0	1.8	1.5	1.5	1.5	2.1	2.5	742.1	765.00	107000	118500	130000	141500			
43.0	1.9	1.55	1.6	1.6	2.2	2.6	810.5	835.55	116500	129500	142000	164500			
46.0	2.0	1.65	1.7	1.7	2.3	2.8	919.7	948.17	132500	146500	161000	175000			
48.0	2.1	1.7	1.75	1.75	2.4	2.9	990.1	1020.69	142500	158000	173500	188500			
50.0	2.2	1.8	1.8	1.8	2.5	3.0	1063.0	1095.92	153000	169500	186000	202500			
52.0	2.2	1.85	1.85	1.85	2.6	3.1	1138.6	1173.86	164000	181500	199500				

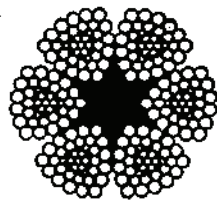
名 称: 三角股钢丝绳。	绳 6 △X(37)	绳 6 △X(36)
主要用途: 竖井提升, 高炉卷扬, 露天矿斜坡卷扬,	股<1×7+3/+12+15>	股<3×2+3/+12+15>
缆车, 电铲, 以及双卷扬(左同向与右同向绳可成对使用)的各种起重设备, 例如重型冶炼铸锭吊车等。	绳纤维芯	绳纤维芯



绳 6 X(36)

股 (3×2+3/12+15)

绳纤维芯



绳 6 X(37)

股 (1×7+3/12+15)

绳纤维芯

名 称: 三角股钢丝绳。

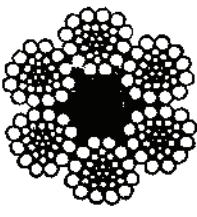
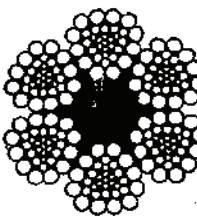
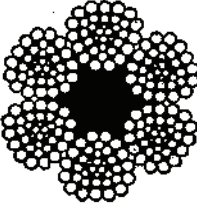
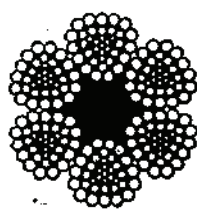
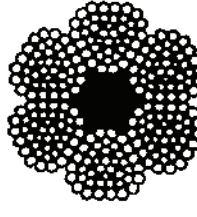
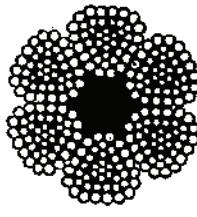
主要用途: 竖井提升, 高炉卷扬, 露天矿斜卷扬,

缆车, 电铲, 以及双卷扬(左同向与右同

向绳可成对使用)的各种起重设备, 例如

重型冶炼浇铸吊车等。

异型股钢丝绳

名 称: 三角股钢丝绳。 主要用途: 竖井提升, 高炉卷扬, 露天矿斜坡卷扬, 缆车, 电铲, 以及双卷扬(左同向与右同向绳可成对使用)的各种起重设备, 例如重型冶炼浇铸吊车等。		直 径								
		钢 丝 绳	钢 丝				第 一 层	第 二 层		
			3×2+3 股 芯		1×7+3 股 芯					
			股 芯	填 充 (铁丝)	股 芯	补 强 (铁丝)				
(mm)										
	绳6△(33) 股(3×2+3/+12+12) 绳纤维芯		绳6△(34) 股(1×7+3/+12+12) 绳纤维芯	21.0	0.8	0.65	0.65	0.65	0.9	1.5
				22.0	0.85	0.7	0.7	0.7	0.95	1.6
				24.0	0.90	0.75	0.75	0.75	1.65	1.7
				25.5	0.95	0.8	0.8	0.8	1.1	1.8
				26.0	1.05	0.85	0.85	0.85	1.2	2.0
				31.0	1.15	0.95	1.0	1.0	1.35	2.2
				32.0	1.2	1.0	1.0	1.0	1.4	2.3
				35.0	1.3	1.05	1.1	1.1	1.5	2.5
				36.5	1.35	1.1	1.15	1.15	1.6	2.6
				39.0	1.45	1.2	1.20	1.20	1.7	2.8
				42.0	1.55	1.3	1.3	1.3	1.8	3.0
	绳6△(36) 股(3×2+3/+12+15) 绳纤维芯		绳6△(37) 股(1×7+3/+12+15) 绳纤维芯	31.0	1.3	1.1	1.1	1.1	1.5	1.85
				33.0	1.4	1.15	1.15	1.15	1.6	2.0
				34.5	1.45	1.2	1.2	1.2	1.7	2.1
				36.5	1.55	1.3	1.3	1.3	1.8	2.2
				38.0	1.6	1.3	1.35	1.35	1.85	2.3
				39.5	1.65	1.35	1.4	1.4	1.9	2.4
				41.0	1.7	1.4	1.45	1.45	2.0	2.5
				43.0	1.8	1.5	1.5	1.5	2.1	2.6
				46.0	1.9	1.55	1.6	1.6	2.2	2.7
				48.0	2.0	1.6	1.65	1.65	2.3	2.9
				50.0	2.1	1.7	1.75	1.75	2.4	3.0
52.0	2.2	1.8	1.8	1.8	2.5	3.1				
	绳6△(42) 股(3×2+3/+15+18) 绳纤维芯		绳6△(43) 股(1×7+3/+15+18) 绳纤维芯	38.0	1.95	1.6	1.6	1.6	1.7	2.0
				39.5	2.0	1.65	1.65	1.65	1.75	2.1
				41.5	2.1	1.75	1.75	1.75	1.85	2.2
				43.0	2.2	1.8	1.8	1.8	1.9	2.3
				45.0	2.3	1.9	1.9	1.9	2.0	2.4
				47.5	2.4	2.0	2.0	2.0	2.1	2.5
				49.5	2.5	2.1	2.1	2.1	2.2	2.6
				53.0	2.7	2.2	2.2	2.2	2.3	2.8
				55.0	2.8	2.3	2.3	2.3	2.4	2.9
				57.0	2.9	2.4	2.4	2.4	2.5	3.0

(YB829—79) (四)

表附-2-23

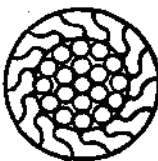
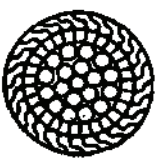
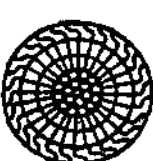
钢丝总断面积	参 考 重 量	钢 丝 绳 公 称 抗 拉 强 度 (kgf/mm ²)				
		140	155	170	185	200
		钢 丝 破 断 拉 力 总 和				
(mm ²)	(kg/100m)	(kgf)(不小于)				
186.88	181.3	26150	28950	31750	34550	37350
211.88	205.5	29650	32800	36000	39150	42350
244.20	236.9	34150	37850	41500	45150	48800
272.61	264.4	38150	42250	46300	50400	54500
331.29	321.4	46350	51300	56300	61250	66250
406.32	394.1	56850	62900	69050	75150	
442.74	429.5	61950	68600	75250	81900	
520.31	504.7	72850	80600	88450	96250	
570.37	553.3	79850	88400	96950	105500	
653.94	634.3	91550	101000	111000	120500	
747.52	725.1	104500	115500	127000	138000	
408.86	396.6	67200	63350	69500	75600	81750
470.89	456.8	65900	72950	80050	87100	94150
522.39	506.7	73100	80950	88800	96600	
580.79	563.4	81300	90000	98700	107000	
627.27	608.5	87800	97200	106500	116000	
675.60	655.3	94550	104500	114500	124500	
736.96	714.9	103000	114000	125000	136000	
801.03	777.0	112000	124000	136000	148000	
873.00	846.8	122000	135000	148000	161500	
982.92	953.4	137500	152000	167000	181500	
1056.69	1025.0	147500	163500	179500	195000	
1139.02	1104.8	159000	176500	193500	210500	
627.70	608.9	87850	97250	106500	116000	125500
680.01	659.6	95200	105000	115500	125500	
753.11	730.5	105000	116500	128000	139000	
810.38	786.0	113000	125500	137500	149500	
889.95	863.3	124500	137500	151000	164500	
973.32	944.1	136000	150500	165000	180000	
1060.46	1028.6	148000	164000	180000	196000	
1197.99	1162.1	167500	185500	203500	221500	
1294.38	1255.5	181000	200500	220000	239000	
1394.49	1352.7	195000	216000	237000	257600	

表附-2-25

密封式钢丝绳(一)

钢丝绳种类	钢丝绳直径 (mm)	钢丝绳的数量和尺寸										全部钢丝 的断面积 (mm ²)	一百米 钢丝绳的 重量 (kg)	钢丝绳公称抗拉强度(kgf/mm ²)					制造绳长 (不大于) (m)
		圆钢丝		梯形钢丝		乙形钢丝													
		直径 (mm)	数量 (根)	高 (mm)	数量 (根)	高 (mm)	数量 (根)	高 (mm)	数量 (根)	高 (mm)	数量 (根)			共 计 (根)					
全部钢丝 的断面积 (mm ²)		全部钢丝 的断面积 (mm ²)		全部钢丝 的断面积 (mm ²)		全部钢丝 的断面积 (mm ²)		全部钢丝 的断面积 (mm ²)		全部钢丝 的断面积 (mm ²)		全部钢丝 的断面积 (mm ²)							

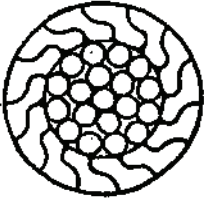
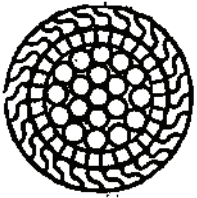
一层乙形钢丝的密封钢丝绳, GB352—64	30.5	4.1	19								5	19	38	596	500	59600	65550	71500		1500	
	32	4.4	19								5	20	39	660	560	66000	72500	79000		1500	
	34	3.4	37								5	21	58	730	630	73000	80000	87500		1200	
	35.5	3.6	37								5	22	59	796	700	79400	87600	95500		1200	
一层梯形和一层乙形钢丝的 密封式钢丝绳GB353—64	38.5	3.3	19	6	17						6	18	54	1000	855		111000	120000	130000	140000	1000
	40.5	3.9	19	5	18						6	19	56	1135	960		125000	136000	147500	158500	1000
	42.5	4.1	19	6	19						6	20	58	1210	1030		133000	145000	157000	169000	900
	45.0	4.6	19	5	20						6	21	60	1356	1150		150000	162000	176000	189500	800
	47.0	3.55	37	5	22						6	22	81	1460	1250		161000	176000	189500	204000	800
两层梯形和一层乙形钢丝的 密封式钢丝绳, GB354—64	50	3.6	19	5	18	5	24				6	24	85	1790	1495		196900	214800	232700	250600	700

		
---	---	--

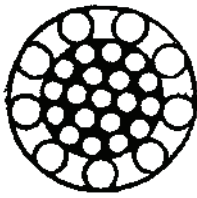
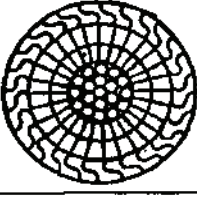
注: 1. 生产厂: 宁夏石嘴山钢铁厂。
2. 密封式钢丝绳标记方法一次公称抗拉强度110kgf/mm²特号无面钢丝制成的直径32mm, 右向捻钢丝绳为:
密封钢丝绳32-110-特-Z, GB352-64。

密封式钢丝绳(二)

表附-2-26

结 构	钢丝绳公称直径 (mm)	最外层异型丝高度 (h) (mm)	全部 钢丝 断面积 (mm ²)	参考 重量 (kg/ 100m)	钢丝绳公称抗拉强度(N/mm ²)					
					1180	1270	1370	1470	1570	1770
					全部钢丝破断拉力总和(kN)					
一层Z型丝的密封钢丝绳 	16	3	169	139	199.0	214.5	231.5	248.0	246.0	299.0
	17	3	189	156	223.0	240.0	258.5	277.5	296.5	334.5
	18	3	211	174	248.5	267.5	289.0	310.0	331.0	373.0
	19	3	236	193	278.0	299.5	323.0	346.5	370.5	417.5
	20	4	265	219	312.5	336.5	363.0	389.5	416.0	469.0
	21	4	292	240	344.5	370.5	400.0	429.0	458.0	516.5
	22	4	318	262	375.0	403.5	435.5	467.0	499.0	562.5
	24	4	377	310	444.5	478.5	516.0	554.0	591.5	667.0
	25	4	409	335	482.5	519.0	560.0	601.0	642.0	723.5
	26	4	440	362	519.0	558.5	602.5	646.5	690.5	778.5
	28	5	517	425	610.0	656.5	708.0	759.5	811.5	
	30	5	590	485	696.0	749.0	803.0	867.0	926.0	
	32	5	670	549	790.5	850.5	917.5	984.5	1050	
	34	5	743	610	876.5	943.0	1015	1090	1165	
	36	6	844	693	995.5	1070	1155	1240	1325	
一层Z型和一层梯型丝的密封钢丝绳 	38	6	990	819	1165	1255	1355	1455	1550	
	40	6	1093	903	1285	1385	1495	1605	1715	
	42	6	1201	991	1415	1525	1645	1765	1885	
	45	6	1372	1130	1615	1740	1875	2015	2150	
	48	6	1545	1274	1820	1960	2115	2270	2425	
两层Z型一层梯型 钢丝的密封钢丝绳 	56	6.5	2097	1728	2475	2660	2870	3080		
	60	6.5	2453	2030	2890	3115	3360	3605		
	63	6.5	2709	2240	3195	3440	3710	3980		
	67	7	3096	2535	3650	3930	4240	4550		
	71	7	3409	2815	4020	4330	4670	5010		

续表

结 构	钢丝绳公称直径 (mm)	最外层异型丝高度 (h) (mm)	全部 钢丝 断面积 (mm ²)	参考 重量 (kg/ 100m)	钢丝绳公称抗拉强度(N/mm ²)					
					1180	1270	1370	1470	1570	1770
					全部钢丝破断拉力总和(kN)					
半密封钢丝绳 	20	4	267	219	315.0	339.0	365.5	218.0	419.0	472.5
	21	4	293	241	345.5	372.0	401.0	430.5	460.0	518.5
	22	4	320	263	377.5	406.0	438.0	470.0	502.0	566.0
	24	4	380	311	448.0	482.5	520.5	558.5	596.5	672.5
	25	4	404	332	476.5	513.0	553.0	593.5	634.0	715.5
	26	4	445	364	525.0	565.0	609.5	654.0	698.5	787.0
	28	5	518	465	611.0	657.5	709.5	761.0	813.0	
	30	5	589	489	695.0	748.0	806.5	865.5	924.5	
	32	5	668	547	788.0	848.0	915.0	981.5	1045	
	34	6	746	611	880.0	947.0	1020	1095	1170	
	36	6	845	693	997.0	1070	1155	1240	1325	
	38	6	940	771	1105	1190	1285	1380	1475	
	40	6	1041	853	1225	1320	1425	1530	1630	
	42	6	1143	936	1345	1450	1565	1680	1790	
	45	7	1314	1078	1550	1665	1800	1930	2060	
	48	7	1503	1231	1770	1905	2055	2205	2355	
	50	7	1716	1324	2020	2175	2350	2520	2690	
一层Z型和两层梯型丝的密封钢丝绳 	50	6	1725	1430	2035	2190	2360	2535	2705	
	53	6.5	1936	1603	2280	2455	2650	2845	3075	
	56	6.5	2156	1781	2540	2735	2950	3165	3380	
	60	6.5	2440	2020	2875	3095	3340	3585	3820	
	63	6.5	2677	2231	3155	3395	3665	3935		
	67	7	3042	2509	3585	3860	4165	4470		
	71	7	3394	2865	4000	4310	4645	4985		
两层Z型钢丝绳的密封钢丝绳 	24	4	394	326	464.5	500.0	539.5	579.0	618.5	697.0
	25	4	428	353	505.0	543.5	586.0	629.0	671.5	757.5
	26	4	461	380	545.0	586.5	632.5	679.0	725.5	817.5
	28	5	537	444	633.5	681.5	735.5	789.0	843.0	
	30	5	617	512	729.0	784.5	846.5	908.0	970.0	
	32	5	698	579	824.5	887.5	957.5	1025	1095	
	34	5	785	650	926.0	996.5	1075	1150	1230	
	36	6	885	732	1040	1120	1150	1300	1385	
	38	6	983	811	1155	1245	1345	1445	1540	
	40	6	1093	903	1285	1385	1495	1605	1715	
	42	6	1200	991	1415	1525	1645	1765	1885	
	45	6	1370	1130	1615	1740	1875	2015	2150	
	48	6	1554	1283	1830	1970	2130	2285	2440	
	50	6	1684	1389	1985	2135	2305	2475	2645	
	53	6.5	1893	1561	2230	2405	2590	2780	2970	

注：宁夏石嘴山钢铁厂生产。

扁 钢 丝 绳

表附-2-27

钢丝绳尺寸 宽×厚	钢丝直径		承重丝的 公称断面 积 总 和 (mm²)	钢丝绳计 算 重 量 (kg/100m)	公称抗拉强度 (kgf/mm²)		编 织 方 式
	子绳	纬绳			140	155	
					钢丝绳断拉力总和 (kgf)(不小于)		
(mm)							
6×4×7							
58×13	1.3	0.8	222.9	216	31200	35400	双纬绳两侧各两条
62×14	1.4	0.8	258.5	251	36150	40050	
67×15	1.6	0.9	296.7	288	41500	45950	
71×16	1.6	1.0	337.6	328	47250	52300	
75×17	1.7	1.0	381.1	370	53350	59050	
8×4×7							
88×15	1.5	0.9	395.6	382	55350	61300	双纬绳两侧各两条
94×16	1.6	1.0	450.2	436	63000	69750	
100×17	1.7	1.0	508.2	491	71100	78750	
107×18	1.8	1.1	569.7	551	79750	88300	
113×19	1.9	1.1	634.8	615	88850	98350	
119×20	2.0	1.2	703.4	681	98500	109000	
8×4×9							
132×21	1.7	1.0	653.4	732	91450	101000	双纬绳两侧各四条
139×23	1.8	1.1	732.5	820	102500	113500	
143×24	1.85	1.1	773.8	865	108000	119500	
147×24	1.9	1.1	816.1	914	114000	126000	
155×26	2.0	1.2	904.3	1013	126500	140000	
163×27	2.1	1.3	997.0	1117	139500	154500	
170×28	2.2	1.3	1094.2	1226	153000	169500	
8×4×10							
192×31	2.25	1.3	1271.7	1350	178000	197000	双纬绳两侧各四条
8×4×11							
166×26	1.7	1.0	1379.8	1343	193000	213500	双纬绳两侧各四条
177×28	1.8	1.1	1546.4	1505	216000	239500	
187×29	1.9	1.1	1723.0	1676	241000	267000	
196×31	2.0	1.2	1909.1	1859	267000	295500	
206×33	2.1	1.3	2104.8	2048	294500	326000	

注：①本标准为鞍标286—83。

②本标准适用于矿山井下平衡用扁钢丝绳。

③标记：以结构8×4×7，公称抗拉强度140kgf/mm²，公称尺寸宽88mm厚15mm的扁钢丝绳为例，标记为：扁钢丝绳8×4×7—88×15—140—鞍标286—83。

附录3 常用阀门

编写单位 马鞍山钢铁设计研究院

编写人 刘凡文

闸 阀

表附-3-1

型 号	通 径 D_g (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适用介质
Z15W-10($P_g=1\text{MPa}$)	20	1	8	钢	≤ 100	水
	25	1.3	10			
	32	2	14			
	40	2.6	18			
	50	3.7	26			
	65	5.7	46			
	80	10	68			
	100	18	128			
Z15T-10($P_g=1\text{MPa}$)	15	1	4	铸 铁	≤ 120	水、蒸汽
	20	1	5			
	25	2	6			
	32	3	7.5			
	40	4	9			
	50	6	13.5			
	65	9	20			
	80	12	28			
Z15T-10K($P_g=1\text{MPa}$)	15	0.7	4.5	可锻铁	≤ 120	水
	20	0.9	5.5			
	25	1.6	6.5			
	32	2.2	8			
	40	3.3	10			
	50	5	15			
	80	9	31			
	100	16	48			
Z41T-10($P_g=1\text{MPa}$)	50	20	48	铸 铁	≤ 120	水、蒸汽
	65	28	58			
	80	35	70			
	100	43	85			
	125	60	115			
	150	83	160			
	200	122	210			
	250	170	300			

续表

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
Z41T-10($P_s=1\text{MPa}$)	300	240	390	铸 铁	≤ 120	水、蒸汽
	350	370	580			
	400	515	670			
	450					
	500					
	600					
	700					
Z44T-10($P_s=1\text{MPa}$)	40	15	30	铸 铁	≤ 200	水、蒸汽
	50	20	40			
	65	25	50			
	80	35	65			
	100	50	65			
	125	65	90			
	150	80	120			
	200	130	170			
	250	200	240			
	300	250	300			
	350	370	400			
	400	525	520			
	450	610	670			
Z46T-10($P_s=1\text{MPa}$)	40	15	35	铸 铁	≤ 200	水、蒸汽
	50	20	42			
	65	25	52			
	80	30	57			
	100	50	72			
	125	70	95			
	150	80	125			
	200	150	175			
	250	200	250			
	300	280	320			
	350	380	480			
	400	500	600			
	450	710	750			
	500	850	1100			
	600	1200	1400			
	700	1950	2000			
Z445T-10($P_s=1\text{MPa}$)	500	710	1500	铸 铁	≤ 100	水
	800	2500	2500			
	900	3000	3500			
	1000	3500	5000			
	1200	5050				
	1400	7100				
Z541T-10($P_s=1\text{MPa}$)	700	2500		铸 铁	≤ 100	水、蒸汽

续表

型 号	通 径 D (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适用 介 质
Z541T-10($P_g=1\text{MPa}$)	800 1000	3000 4400		铸 铁	≤ 100	水、蒸汽
Z545T-10($P_g=1\text{MPa}$)	500 600 700 800 1000	1000 1300 1800 2700 3700	1300 1680 1800 3000 3700	铸 铁	≤ 100	水
Z548T-10($P_g=1\text{MPa}$)	500 600 700 800 900 1000	860 1530 2600 3400 3700 5140	1060 1600 1800 2700 3600 5000	铸 铁	≤ 100	水
Z941T-10($P_g=1\text{MPa}$)	80 100 125 150 200 250 300 350 400 450 500 600 700 800 900 1000	100 120 150 190 220 360 400 700 900 1200 1500 2500 3000 3500 4000	1450 1600 1750 2000 2600 3500 3800 4200 4500 5500 6500 17500 18500 10000 12000	铸 铁	≤ 200	水、蒸汽
Z41H-16C($P_g=1.6\text{MPa}$)	40 50 65 80 100 125 150 200 250 300 350 400 500	32 37 40 55 80 110 130 200 280 380 500 700 1200	125 155 180 240 300 380 500 630 800 1100 1600 1750 3500	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
Z41H-16Q($P_g=1.6\text{MPa}$)	50	25	150	球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品

续表

型 号	通 径 D_s (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
Z41H—16Q($P_g=1.6\text{MPa}$)	65	40	180	球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品
	80	55	230			
	100	70	285			
	150	110	480			
	200		600			
	250		750			
Z940H—16C($P_g=1.6\text{MPa}$)	200	290	2400	铸 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	250	390	2900			
	300	480	3300			
	350	620	4600			
	400	920	5600			
Z941H—16C($P_g=1.6\text{MPa}$)	50	75	1700	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	80	90	2000			
	100	130				
	125	170	2400			
	150	220				
	200	280	2800			
	250	390	2900			
	300	480	3300			
	350	620	4600			
	400	920	5000			
	500	1200	6000			
Z11H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	15	4	50	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	6	60			
	25	7	75			
	32	9	100			
	40	14	125			
	50	16	175	锻 钢		
Z40H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	40	26	140	铸 钢	≤ 350	水、蒸汽、油品
	50	28	180		≤ 400	
	200	240	680			
	250	300	870			
	300	470	1200			
Z41H—25Q($P_g=2.5\text{MPa}$)	50	35	170	球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品
	65	40	200			
	80	55	260			
	100	70	300			
	125	90	380			
	150	110	500			
	200	200	630			
Z940H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	200	300	2600	铸 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	250	420	3000			

续表

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适用 介 质
Z940H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	300	590	4100	铸 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	350	800	5000			
	400	1000	6500			
	500	1800	8500			
Z941H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	50	90	1900	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	65					
	80	120	2300			
	100	140	2500			
	125	180	2800			
	150	240	2950			
	200	320	3500			
	250	400	4000			
	300	700	6000			
	350	890	6600			
	400	1100	7500			
	500	1800	9000			
Z941H—25Q	80	130		球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品
	100	160				
	150	250				
BZ941H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	300	1300	8000	铸 钢	≤ 300	水、蒸汽、油品
	350	1400	8500			
	400	1600	9000			
Z942H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	125	200	2300	铸 钢	≤ 350	水、蒸汽、油品
	150	240	2500			
	200	360	2750			
	250	400	2900			
	300	700	4500			
	400	1300	5500			
	500	2050	7000			
BZ942H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	600	2728		铸 钢	≤ 300	水、蒸汽、油品
	300	1300	8900			
	400	1600	9000			
	500	2130	11000			
BZ942H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	600	3500	14000	铸 钢	≤ 300	水、蒸汽、油品
	700	4500	15000			
BZ942H—25($P_g=2.5\text{MPa}$)	800	6500	16000	铸 钢	≤ 300	水、蒸汽、油品
	700	4500	15000			
Z11H—40($P_g=4\text{MPa}$)	15	3	50	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	4	60			
	25	5	75			
	32	8	100			
	40	11	125			

续表

型 号	通 径 D_1 (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
Z11H-40($P_g=4\text{MPa}$)	50	17	175	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
Z11Y-40($P_g=4\text{MPa}$)	15	4	100	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	6	120			
	25	7	150			
	32	9	200			
	40	14	250			
	50	30	350			
Z41H-40($P_g=4\text{MPa}$)	15	4	50	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	5	60			
	25	8	75			
	32	10	100			
	40	35	150			
	50	45	200			
	65	55	240			
	80	80	310			
	100	110	400			
	125	140	470			
	150	180	600			
	200	300	800			
	250	450	1100			
	300	600	1500			
Z41H-40Q($P_g=4\text{MPa}$)	50	40	180	球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品
	65	50	200			
	80	75	290			
	100	100	380			
	125	130	440			
	150	170	540			
	200	280	720			
Z41Y-40($P_g=4\text{MPa}$)	15	5	170	铸 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	20	7	190			
	25	9	220			
	32	12	260			
	40	18	300			
	50	40	400			
	65	62				
	80	80	415			
	100	110	600			
	125	140	640			
	150	180	780			
	200	300	1040			
	250	450	1480			
	300	480	1950			

续表

型 号	通 径 D_s (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适用介 质
Z941H—40 ($P_g=4\text{MPa}$)	50	40	2050	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	80	140	2810			
	100	160	2870			
	125	200	3050			
	150	300	3570			
	200	410	3000			
	250	510	4200			
	300	800	4800			
	350	1150	6300			
	400	1600	8000			
500	2000	10000				
Z941H—40Q ($P_g=4\text{MPa}$)	80	130	2200	球 铁	≤ 325	水、蒸汽、油品
	100	160	2300			
	150	250	2800			
Z40H—64 ($P_g=6.4\text{MPa}$)	40	31	250	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	50	33	280		≤ 400	
	200	400	1000			
	250	450	1250			
Z41H—64 ($P_g=6.4\text{MPa}$)	15	5	80	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	7	90			
	25	9	110			
	32	14	130			
	40	21	150			
	50	29	295			
	65	65	340			
	80	95	415			
	100	140	480			
	125	200	590			
	150	280	800			
	200	400	1050			
	250	500	1250			
	300	800	1600			
Z41Y—64 ($P_g=6.4\text{MPa}$)	100	140		铸 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	150	280				
Z441H—64 ($P_g=6.4\text{MPa}$)	300	900	2800	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	350	1500	3900			
	400	2000	4800			
	500	3000	6000			
	600				≤ 450	
Z541H—64 ($P_g=6.4\text{MPa}$)	350			铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
400						

续表

型 号	通 径 D (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
Z61H-64($P_g = 6.4\text{MPa}$)	15	3	80	铸 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	20	5	90			
	25	7	110			
	32	8	130			
	40	12	150			
	50	13	230			
Z941H-64(KZ941H-64) ($P_g = 6.4\text{MPa}$)	50	120	2200	铸 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	80	160	2850			
	100	200	2870			
	125	270	3130			
	150	350	2770			
	200	480	4200			
	250	700	4600			
	300	1300	6500			
	350	1900	8000			
	400	2400	10000			
	500	3000	17000			
BZ941H-64($P_g = 6.4\text{MPa}$)	100	540	6500	铸 钢	≤ 300	水、蒸汽、油品
	150	700	7500			
	200	860	8000			
	250	1100	8500			
	300	1500	13000			
	350	1900	15000			
	400	2500	17000			
	500	4000	20000			
	600	5000	23000			
	700	6500	25000			
Z41H-100($P_g = 10\text{MPa}$)	50	80	320	铸 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	65	120	400			
	80	150	480			
	100	250	560			
	125	340	800			
	150	450	1050			
	200	550	1700			
Z41Y-100($P_g = 10\text{MPa}$)	50	55	320	铸 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	65	70	400			
	80	90	480			
	100	130	560			
	125	215	800			
	150	285	950			
	200	559				
Z41Y-100I($P_g = 10\text{MPa}$)	50	80	1000	铬钼钢	≤ 550	水、蒸汽、油品

续表

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
Z41Y—100I($P_g = 10\text{MPa}$)	80	150	1800	铬钼钢	≤ 550	水、蒸汽、油品
	100	250	2100			
	125	300	2300			
	150	400	2600			
Z441H—100($P_g = 10\text{MPa}$)	150	400	1900	铸 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	200	700	2700			
	250	900	3900			
	300	1100				
Z441Y—100I($P_g = 10\text{MPa}$)	200	700		铬钼钢	≤ 550	水、蒸汽、油品
	250	900				
Z741Y—100	200	483		铸 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
Z941H—100 (Z940H—100) ($P_g = 10\text{MPa}$)	50	160		铸 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	65	180				
	80	210	2870			
	100	350	2620			
	125	440	2770			
	150	550	3020			
	200	820	4960			
	250	1100	6000			
	300	1300	7000			

截 止 阀

表附-3-2

型 号	通径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
JL11W—10T (J.L.两用阀)($P_g = 1\text{MPa}$)	15	0.6	6	黄 铜	≤ 225	水、蒸汽
	20	0.9	7.5			
	25	1.3	9.4			
	32	1.8	13.9			
	40	2.5	18			
	50	4.3	27.2			
	65	6.4	44			
J11W—10T($P_g = 1\text{MPa}$)	6	0.15	5	铸 钢	≤ 200	水、蒸汽
	10	0.25	6			
	15	0.4	7			
	20	0.5	10			
	25	0.7	14			
	32	1.2	20			
	40	1.5	27			
	50	2.4	38			
	65	5.4	64			
J11X—10	15	0.9	4.5	铸 铁	≤ 50	水
	20	1.2	5			
(J11J—10)($P_g = 1\text{MPa}$)	25	2	7	铸 铁	≤ 50	水
	32	3	8.5			
	40	4	11			

续表

型 号	通 径 D_s (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适用介 质
(J11J-10)($P_s = 1 \text{ MPa}$)	50 65	6 10	16 25	铸 铁	≤ 50	水
J11X-10K($P_s = 1 \text{ MPa}$)	15 20 25 32 40 50 65	1 1.5 2 3 4.5 6.5 12	5 6 8 10 13.5 19 40	可锻铁	≤ 50	水
J41X-10 (J41J-10)($P_s = 1 \text{ MPa}$)	15 20 25 32	2 3 4 7	8 10 12 16	铸 铁	≤ 50	水
(J41J-10)($P_s = 1 \text{ MPa}$)	40 50 65 80 100	9 12 16 31 42	18 25 42 52 80	铸 铁	≤ 50	水
J41W-10T($P_s = 1 \text{ MPa}$)	6 10 15 20 25 32 40 50 65 80	1.9 2.1 2.4 3.7 4.5 6.6 7.7 12 17 20	19 23 28 36 45 64 80 96 150	青 铜	≤ 225 ≤ 200	水、蒸汽
J11F-16K (J11SH-16K)($P_s = 1.6 \text{ MPa}$)	15 20 25 32 40 50 65	0.8 1.1 1.9 2.8 4 6 10	5 6 7 8.5 11	可锻铁	≤ 200	水、蒸汽
J11T-16K($P_s = 1.6 \text{ MPa}$)	15 20 25 32 40 50 65	0.7 0.9 1.7 2.3 3.4 5.3 10	4.5 5.5 7 9 12 17 26	可锻铁	≤ 200	水、蒸汽

续表

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适用介 质
J11T-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	15	0.8	4	铸 铁	≤ 200	水、蒸汽
	20	1.1	5			
	25	2	6			
	32	3	8			
	40	4	10			
	50	6	14			
	65	10	22			
J11H-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	15	0.8	6	铸 铁	≤ 200	水、蒸汽、油品
	20	1	7.5			
	25	2	9			
	32	3	12			
	40	4	16			
	50	6	22			
	65	10	30			
J11H-16K($P_g=1.6\text{MPa}$)	15	0.8	7	可锻铁	≤ 200	水、蒸汽
	20	1	8.5			
	25	2	11			
	32	3	13.5			
	40	4	19			
	50	6	26			
	65	10	37			
J41X-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	50	18	25	铸铁(衬胶)	≤ 50	水
	65	28	42			
	80	36	52			
	100	51	80			
J41T-16K($P_g=1.6\text{MPa}$)	25	4	15	可锻铁	≤ 200	水、蒸汽
	32	6	20			
	40	8	24			
J41T-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	15	2	9	铸 铁	≤ 200	水、蒸汽
	20	3	10			
	25	4	12			
	32	6	16			
	40	8	18			
	50	11	25			
	65	30	42			
	80	40	52			
	100	55	80			
J41T-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	125	85	95	铸 铁	≤ 200	水、蒸汽
	150	115	120			
	200	180	180			
J41F-16K($P_g=1.6\text{MPa}$)	25	4	15	可锻铁	≤ 200	水、蒸汽

续表

型 号	通 径 D_s (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适用介质
J41F-16K($P_g=1.6\text{MPa}$)	32	6	20	可锻铁	≤ 200	水、蒸汽
	40	8	24			
41H-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	15	2	12	铸 铁	≤ 200	水、蒸汽、油品
	20	3	14			
	25	4	16			
	32	6	26			
	40	8	30			
	50	11	42			
	65	30	55			
	80	40	70			
	100	65	92			
	125	85	115			
	150	115	150			
	200	180	210			
J41H-16K($P_g=1.6\text{MPa}$)	25	4	17	可锻铁	≤ 200	水、蒸汽、油品
	32	6	24			
	40	8	29			
J41H-16C($P_g=1.6\text{MPa}$)	15			铸 钢	≤ 150	水、蒸汽、油品
	20					
	25					
	32					
	40					
	50					
J40HX-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	20			铸 铁	≤ 200	水、蒸汽、油品
	25	6	18			
	32	9	24			
	40	11	27			
	50	18	37			
	65	31	66			
	80	50	84			
	100	70	110.4			
U41X-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	15	3	35	铸 钢	≤ 200	水、蒸汽、油品
	20	5	42			
	25	6	50			
	32	9	70			
	40	12	90			
U41S-16C($P_g=1.6\text{MPa}$)	15			铸 钢	≤ 250	水、蒸汽、油品
	20					
	25					
	32					
	40					
	50					

续表

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适用介质
U41S-16C($P_o=1.6\text{MPa}$)	65			碳 钢	≤ 250	水、蒸汽、油品
	80					
	100					
	125					
	150					
J11H-25($P_o=2.5\text{MPa}$)	15	3	65	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	5	65			
	25	6	85			
	32	8	110			
	40	10	150			
	50	16	200			
J11Y-25($P_o=2.5\text{MPa}$)	15	3	80	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	5	110			
	25	6	140			
	32	8	170			
	40	10	200			
	50	16	240			
J61H-25($P_o=2.5\text{MPa}$)	15	3	65	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	5	65			
	25	6	85			
	32	8	110			
	40	11	150			
	50	16	200			
J61Y-25($P_o=2.5\text{MPa}$)	15	3	80	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	5	110			
	25	6	140			
	32	8	170			
	40	11	200			
	50	16	240			
WJ61H-25($P_o=2.5\text{MPa}$)	10		320	碳 钢	≤ 350	水、蒸汽、油品
	15		320			
	20		370			
	25		420			
	32		520			
	40		610			
J41H-25K($P_o=2.5\text{MPa}$)	15	6	45	可锻铁	≤ 300	水、蒸汽、油品
	20	7	45			
	25	10	45			
	32	12	50			
	40	14	60			
	50	17	65			
	65	30	90			

续表

型 号	通 径 D_s (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
J41H-25K($P_s=2.5\text{MPa}$)	80	40	120	可锻铁	≤ 300	水、蒸汽、油品
J41H-25Q($P_s=2.5\text{MPa}$)	15	7	50	球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品
	20	9	60			
	25	10				
	32	12				
	40	15				
	50	26				
	65	30				
	80	40				
	100	60				
	125	90				
	150	120				
	200	210				
J41H-25($P_s=2.5\text{MPa}$)	10	6	80	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	15	7	65			
	20	9	75			
	25	10	90			
	32	17	100			
	40	20	120			
	50	25	125			
	65	35	160			
	80	45	210			
	100	75	300			
	125	100	360			
	150	140	460			
	200	245	610			
J11H-40($P_s=4\text{MPa}$)	15	3	55	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	5	65			
	25	6	85			
	32	8	110			
	40	11	150			
	50	16	200			
J11Y-40($P_s=4\text{MPa}$)	15	3		碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	5				
	25	6				
	32	8				
	40	11				
	50	16				
J41H-40Q($P_s=4\text{MPa}$)	25	13	75	球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品
	32	17	85			
	40	20	105			
	50	25	115			

续表

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适用 介 质
J41H-40Q($P_g=4\text{MPa}$)	65	35	145	球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品
	80	50	185			
	100	70	260			
	125	100	320			
	150	140	410			
	200	250	530			
J41H-40($P_g=4\text{MPa}$)	65	35	160	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	80	50	210			
	100	75	300			
	125	100	360			
	150	140	460			
	200	245	610			
J41Y-64($P_g=6.4\text{MPa}$)	15	5	100	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	20	7	120			
	25	9	150			
	32	12	190			
	40	16	250			
	50	24	300			
J41H-64($P_g=6.4\text{MPa}$)	10	10	65	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	15	10	70			
	20	14	80			
	25	15	100			
	32	21	110			
	40	30	130			
	50	37	170			
	65	60	240			
	80	70	300			
	100	105	400			
J941H-64($P_g=6.4\text{MPa}$)	50	110	2500	碳 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	65	130	2600			
	80	170	2700			
	100	280	3400			
J41H-100($P_g=10\text{MPa}$)	10	10	65	碳 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	15	10	70			
	20	14	80			
	25	17	100			
	32	25	110			
	40	30	130			
	50	40	160			
	65	70	230			
	80	130	290			
	100	150	330			

底 阀

表附-3-3

型 号	通 径 D_g (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
H12X-2.5($P_g=0.25\text{MPa}$)	40	2.5	6.5	铸 铁	≤ 50	水
	50	3.6	10			
	65	5.8	13			
	80	8	18			
H42X-2.5($P_g=0.25\text{MPa}$)	50	5	11	铸 铁	≤ 50	水
	65					
	80	11	20			
	100	17	26.7			
	125	21	33			
	150	30	40			
	200	54	63			
	250	88	95			
	300	143	130			
H44X-2.5($P_g=0.25\text{MPa}$)	50	12	17	铸 铁	≤ 50	水
	80	12.8	19			
	100	19.5	28			
H45X-2.5($P_g=0.25\text{MPa}$)	250	103	160	铸 铁	≤ 50	水
	300	141	230			
	350	197	300			
	400	248	380			
	500	450	800			
	600	500	1000			
	1600	13980	35000			
	1800	18720	40000			
H46X-2.5($P_g=0.25\text{MPa}$)	125	28.5	35	铸 铁	≤ 50	水
	150	35	40			
	200	64	60			
	250	108	90			
	300	117	150			
	350					
	400					
	450					
	500					

止 回 阀

表附-3-4

型 号	通 径 D_g (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
H44X-10($P_g=1\text{MPa}$)	150	71	124	铸 铁	≤ 50	水
	200	91	150			
	250	141	200			
	300	240	240			
	350	285	360			

续表

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
H44X—10($P_s = 1 \text{ MPa}$)	400	450	360	铸 铁	≤ 50	水
	500	750	550			
	600	1160	850			
H44T—10($P_s = 1 \text{ MPa}$)	50	15	28	铸 铁	≤ 200	水、蒸汽
	65	20	32			
	80	27.5	51			
	100	36	71			
	125	51	91			
	150	71	124			
	200	91	150			
	250	141	200			
	300	240	240			
	350	285	360			
	400	450	500			
	500	750	700			
	600	1160	950			
$\begin{matrix} W \\ XH44T-10(\text{消除水锤}) \\ X \\ XH44X-10(\text{带缓冲装置}) \\ (P_s = 1 \text{ MPa}) \end{matrix}$	100			铸 铁	≤ 50	水
	150					
	200		700			
	250		1000			
	300		1200			
	350		1600			
	400		2000			
	500		3000			
	600		4500			
H45X—10($P_s = 1 \text{ MPa}$)	800	2850	4500	铸 铁	≤ 50	水
	900	3500	8000			
	1000	4500	8800			
H45T—10($P_s = 1 \text{ MPa}$)	800	4500	5000	铸 铁	≤ 100	水、蒸汽
	900	6000	8000			
	1000	6500	9100			
H11H—16($P_s = 1.6 \text{ MPa}$)	15	1	6	铸 铁	≤ 200	蒸汽、水、油
	20	1.6	7.5			
	25	2.4	9			
	32	3.1	12			
	40	4.5	16			
	50	7.4	22			
	65	10	30			
H11W—16($P_s = 1.6 \text{ MPa}$)	15	1	4.5	铸 铁	≤ 100	水、油品
	20	3	5.5			
	25	4	6.5			
	32	7	8			

续表

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
H11W-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	40	10	10	铸 铁	≤ 100	水、油品
	50	12	12.8			
H11W-16H11T-16($P_g=1.6\text{MPa}$)	65	20	21.50	铸 铁	≤ 100	水、油品
	15	1	4.5			
	20	3	5.5			
	25	4	6.5			
	32	7	8			
	40	10	10			
	50	12	12.8			
	65	20	21.5			
H11T-16K($P_g=1.6\text{MPa}$)	15	0.5	4	可锻铁	≤ 200	水、油品
	20	0.8	5			
	25	1.2	6.6			
	32	1.7	8			
	40	2.8	11			
	50	4	14			
	65	7.5	24			
H41H-25K($P_g=2.5\text{MPa}$)	15	15		可锻铁	≤ 300	水、蒸汽、油品
	20	20				
	25	25	5			
	32	32	7			
	40	40	10			
	50	50	13			
	65	22	78			
	80	29	102			
H41H-25Q($P_g=2.5\text{MPa}$)	25		50	球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品
	32	10	70			
	40	15	85			
	50	20	100			
	65	26	110			
	80	35	150			
	100	50	200			
	125	70	280			
	150	100	300			
	200	170	350			
H41H-26($P_g=2.6\text{MPa}$)	15	3	45	碳 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	20	4	50			
	25	5	60			
	32	12	65			
	40	15	80			
	50	20	95			
	65	25	110			
	80	32	150			

续表

型 号	通 径 D , (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
H41H-25($P_g=2.5\text{MPa}$)	100	50	200	碳 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	125	70	220			
	150	115	300			
	200	200	370			
H44H-25($P_g=2.5\text{MPa}$)	40	20	100	碳 钢	≤ 350	水、蒸汽、油品
	50	22	120			
	65	30	140			
	80	35	180			
	100	55	220			
	125	90	310			
	150	120	410			
	200	200	630			
	250	270	730			
	300	370	810			
	350	420	1200			
	400	550	1450			
	500	950	2600			
H44T-25($P_g=2.5\text{MPa}$)	40	20	100	锻 钢	≤ 300	水、蒸汽、油品
	50	23	110			
	65	30	130			
H41H-40($P_g=4\text{MPa}$)	15			球 铁	≤ 350	水、蒸汽、油品
	20					
	25		50			
	32	10	70			
	40	15	85			
	50	20	100			
	65	25	110			
	80	35	150			
	100	50	200			
	125	70	230			
	150	100	300			
	200	180	360			
H41H-40($P_g=4\text{MPa}$)	10	8	40	碳 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	15	8	45			
	20	8	55			
	25	10	65			
	32	12	75			
	40	15	90			
	50	20	105			
	65	25	120			
	80	32	155			
	100	50	210			
	125	70	240			

续表

型 号	通 径 D , (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
H41H-40($P_n=4\text{MPa}$)	150	115	310	碳 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	200	200	490			
H42H-40($P_n=4\text{MPa}$)	100	50	210	碳 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	125	70	230			
	150	115	300			
	200	200	420			
H44H-40($P_n=4\text{MPa}$)	50	22	130	碳 钢	≤ 400	水、蒸汽、油品
	65	30	155			
	80	38	190			
	100	55	245			
	125	95	330			
	150	130	470			
	200	210	620			
	250	320	780			
	300	430	900			
	350	600	1220			
	400	950	1500			
H41H-64($P_n=6.4\text{MPa}$)	40	25	100	碳 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	50	30	115			
	65	38	160			
	80	50	190			
	100	80	250			
H44H-64($P_n=6.4\text{MPa}$)	50	45	170	碳 钢	≤ 425	水、蒸汽、油品
	65	60	190			
	80	65	240			
	100	120	340			
	125					
	150	240	600			
	200	340	800			
	250	400	1100			
	300	700	1200			
	350		1500			
	400	1300	2100			
	700	3500	15000			
H44Y-64L($P_n=6.4\text{MPa}$)	50	40	650	铬 钼 钢	≤ 550	水、蒸汽、油品
	65					
	80	50	860			
	100	120	1700			
	125	170				
	150	320	2550			
	200	340	3500			
	250	400	5000			
H41H-100($P_n=10\text{MPa}$)	10	6	60	碳 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品

续表

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
H41H-100($P_o=10\text{MPa}$)	15	8	65	碳 钢	≤ 450	水、蒸汽、油品
	20	10	75			
	25	15	85			
	32	20	100			
	40	30	110			
	50	40	120			
	65	50	180			
	80	70	200			
	100	100	270			

减 压 阀

表附-3-5

型 号	通 径 D_o (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
Y43H-10($P_o=1\text{MPa}$ 出口0.07~0.8MPa)	40	21	140	铸 铁	≤ 200	空气、蒸汽
	50	28	183			
Y44T-10($P_o=1\text{MPa}$ 出口0.05~0.4MPa)	20	7	130	铸 铁	≤ 180	空气、蒸汽
	25	9	140			
	32	11	160			
	40	14	170			
	50	17	180			
Y43H-16($P_o=1.6\text{MPa}$ 出口0.05~1.1MPa)	20		100	铸 铁	≤ 200	空气、蒸汽
	25		110			
	32		125			
	40		140			
	50		180			
	65	25	200			
	80	49	220			
	100	51	240			
	125	78	400			
	150	84	450			
	200	148	500			
Y43H-16Q($P_o=1.6\text{MPa}$ 出口0.1~1.1MPa)	20	10.5	52	球 铁	≤ 300	空气、蒸汽
	25	15	58			
	32	18	60			
	40	21	75			
	50	23	78			
	65	24.5	82			
	80	49	144			
	100	51	150			
	125	87	265			
	150	93	278			
	200	144	500			

续表

型 号	通 径 D_0 (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
Y43H-25($P_0=2.5\text{MPa}$ 出口0.05~1.6MPa)	25	25	470	碳 钢	≤ 450	空气、蒸汽
	32	32	500			
	40	50	620			
	50	60	650			
	65	80	800			
	80	100	850			
	100	120	700			
	125	140	800			
	150	160	1200			
	200	230	1750			
Y43X-25Q($P_0=2.5\text{MPa}$ 出口0.05~1.6MPa)	20	20	390	球 铁	≤ 70	空 气
	25	22	410			
	32	23	430			
	40	28	480			
	50	30	510			
	65	32	580			
Y42X-40(Y42SD-40)($P_0=4\text{MPa}$ 出口0.1~2.5MPa)	25	50	500	碳 钢	常 温	空气、水
	32	65	550			
	40	65	600			
	50	80	800			
Y43H-40($P_0=4\text{MPa}$ 出口0.1~2.5MPa)	25	20	180	铸 钢	≤ 400	蒸 汽
	32	22	210			
	40	28	260			
	50	30	280			
	65	32	315			
	80	60	450			
	100	62	510			
	125	100	780			
	150	104	840			
Y42X-64(Y42SD-64)($P_0=6.4\text{MPa}$ 出口0.1~3.0MPa)	25	55	550	碳 钢	常 温	空气、水
	32	65	600			
	40	80	800			
	50	100	1000			
Y43H-64($P_0=6.4\text{MPa}$ 出口0.1~3.0MPa)	25	30	450	碳 钢	≤ 450	空气、蒸汽
	32	35	500			
	40	50	550			
	50	60	600			
	65	75	750			
	80	90	850			
	100	120	1000			
	150	250	3485			

续表

型 号	通 径 D_g (mm)	质 量 (kg)	参考价 (元)	阀体材料	适用温度 (°C)	适 用 介 质
Y43X-64($P_g=6.4\text{MPa}$ 出口0.1~3.0MPa)	20	21	490	铸 钢	≤ 700	空 气
	25	24	560			
	32	25	600			
	40	30	680			
	50	32	760			
	65	34	830			
Y43N-64($P_g=6.4\text{MPa}$ 出口0.1~3.0MPa)	25	20	260	铸 钢	≤ 70	水
	32	22	310			
	40	28	390			
	50	30	440			
	65	32	520			
	80	63	720			
	100	65	840			
	125	110	1150			
	150	115	1260			

注：附录3的全部数据均摘自《机械产品目录》，机械工业部成套管理局，上海市机械设备成套公司，1984年。

应该指出，阀门产品近年来变化很大，具体选用时还需查索最新的产品目录，并应向生产厂家详细了解。

附录4 常用电动机

编写单位 南昌有色冶金设计研究院

编写人 吕甲林 黄品超

ZD₁系列直流电动机规格表

表附-4-1

型 号	额 定 功 率 (kW)	额 定 电 压 (V)	基 本 转 数 / 高 速 (r/min)	生 产 厂
ZD ₁ -400L	320	220、330、440	630	上海电机厂
ZD ₁ -400M	320	220、330、440	800	
ZD ₁ -400S	320	220、330、440	1000	
ZD ₁ -400L	400	330、440	800	
ZD ₁ -400M	400	330、440	1000	
ZD ₁ -450L	320	220、330、440	400	
ZD ₁ -450M	320	220、330、440	500	
ZD ₁ -450S	320	220、330、440	630	
ZD ₁ -450L	400	330、440	500	
ZD ₁ -450M	400	330、440	630	
ZD ₁ -450S	400	330、440	800	
ZD ₁ -450L	500	330、440、660	630	
ZD ₁ -450M	500	330、440、660	800	
ZD ₁ -450S	500	330、440、660	1000	
ZD ₁ -450L	630	440、660	800	
ZD ₁ -450M	630	440、660	1000	
ZD ₁ -500L	320	220、330、440	250	
ZD ₁ -500M	320	220、330、440	320	
ZD ₁ -500S	320	220、330、440	400	
ZD ₁ -500L	400	330、440	320	
ZD ₁ -500M	400	330、440	400	
ZD ₁ -500S	400	330、440	500	
ZD ₁ -500L	500	330、440、660	400	
ZD ₁ -500M	500	330、440、660	500	
ZD ₁ -500S	500	330、440、660	630	
ZD ₁ -500L	630	330、440、660	500	
ZD ₁ -500M	630	330、440、660	630	
ZD ₁ -500S	630	330、440、660	800	
ZD ₁ -500L	800	440	630	
ZD ₁ -500M	800	440	800	
ZD ₁ -500S	800	440	1000	
ZD ₁ -560M	320	220、330、440	200	
ZD ₁ -560S	320	220、330、440	250	

续表

型 号	额 定 功 率 (kW)	额 定 电 压 (V)	基 本 转 数 / 高 速 (r/min)	生 产 厂
ZD ₃ -560L	400	330、440、660	200	上海电机厂
ZD ₃ -560M	400	330、440、660	250	
ZD ₃ -560S	400	330、440、660	320	
ZD ₃ -560L	500	330、440、660	250	
ZD ₃ -560M	500	330、440、660	320	
ZD ₃ -560S	500	330、440、660	400	
ZD ₃ -560L	630	330、440、660	320	
ZD ₃ -560M	630	330、440、660	400	
ZD ₃ -560S	630	330、440、660	500	
ZD ₃ -560L	800	440、660	400	
ZD ₃ -560M	800	440、660	500	
ZD ₃ -560S	800	440、660	630	

注: 1. 上海电机厂的电动机减弱磁场时最高转速为1000r/min;

2. ZD₃系列中型直流电动机的基本励磁方式为他励, 励磁电压为110/220V;

3. ZD₃系列中型直流电动机有B级绝缘和F级绝缘两种, 订货时应注明;

4. ZD₃系列中型直流电动机通常采用强迫通风的冷却方式, 为用户需要, 可制成封闭自冷式;

5. ZD型大型直流电机一般均为强制通风, 进出风位置在电机下部, 以传动端进入, 换向器端退出;

6. 订货时须注明, 型号、功率、电压、基速/高速、励磁方式及电压、端轴伸或两端轴伸、通风方式;

7. ZD₃系列中型直流电动机的防护型式为IP23、IP44, 轴承为IP54。

矿井提升机用直流电动机

表附-4-2

型 号	功率 (kW)	电压 (V)	电 流 (A)	转 速 (r/min)	短时过载 电流倍数		励磁 电压 (V)	飞 轮 力 矩 (t·m ²)	重 量		通 风 数 据		所配提升机 型 号
					最大	切断			总重 (t)	最重 部件 (t)	风 压 (mmH ₂ O)	风量 (m ³ /min)	
ZD-99/60	1250	660	2020	500/600	2	2.25	110	2.03	17.2	8.38	101	262	JKD2.8×6
ZD-120/45	1800	700	2750	530	2	2.25	110	3.5	19.4	6.3	130	405	JKD2.8×6
ZD-120/60	2200	880	2660	500	2	2.25	55/110	4.35	26	9.1	160	450	JKD4×4
ZD-215/34	3200	1000	3420	500	2.2	2.5	110	20	37.2	12.7	78	720	铁矿提升机
ZD-215/40**	1000	660	1780	58	1.8	2	55/110	26.7	34.2	10.65	66	648	JKMD 3.5×4
ZD-215/47.5**	1000	660	1800	48	1.8	2	55/110	30.16	36.3	11.32	74.5	699	JKMD4×2
ZD-250/49**	1400	700	2330	48	1.8	2	55/110	55			71	850	JKMD×44
ZD-250/37	720	780	1020	58	2	2.2	220	46	41.6	16.3	开 启 式		煤矿提升机
ZD-285/58	1300	625	2315	50	2.2	2.5	220	91.1			24.1	445	
ZD-315/49**	2600	950	3075	58	1.8	2	55/110	106			69	1186	

注: 1. **为悬挂式;

2. 本表引自上海电机厂1984年产品目录。

YR(IP23)系列绕线转子异步电动机技术数据

表附-4-3

型 号	功 率 (kW)	电 压 (V)	转 速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	电机 重量 (kg)	外形尺寸(mm)			参考 价格 (元)	生 产 厂
						长	宽	高		
YR160M-4	7.5	380	1415	2.5		750	480	405		①②③④
YR160L ₁ -4	11	380	1430	2.5		810	480	405		①②③④
YR160L ₂ -4	15	380	1440	2.5		810	480	405		①②③④
YR180M-4	18.5	380	1420	2.5		895	535	445		①②⑤⑥
YR180L-4	22	380	1430	2.5		935	535	445		①②⑤⑥
YR200M-4	30	380	1435	2.5		920	725	495		①②⑦⑧
YR200L-4	37	380	1445	2.5		960	725	495		①②⑦⑧
YR225M ₁ -4	45	380	1440	2.5		1060	655	545		①②⑨
YR225M ₂ -4	55	380	1445	2.5		1060	655	545		①②⑨
YR250S-4	75	380	1450	2.5		1110	685	600		①②⑩
YR250M-4	90	380	1455	2.5		1150	685	600		①②⑩
YR280S-4	110	380	1455	2.5		1260	755	655		①②⑪
YR280M-4	132	380	1460	2.5		1310	755	655		①②⑪
YR160M-6	5.5	380	945	2.2		750	480	405		①②③④
YR160L ₁ -6	7.5	380	945	2.2		790	480	405		①②③④
YR180M-6	11	380	935	2.2		895	535	445		①②⑤⑥
YR180L-6	15	380	945	2.2		935	535	445		①②⑤⑥
YR200M-6	18.5	380	945	2.2		920	725	495		①②⑦⑧
YR200L-6	22	380	950	2.2		960	725	495		①②⑦⑧
YR225M ₁ -6	30	380	950	2.2		1060	655	545		①②⑨
YR225M ₂ -6	37	380	960	2.2		1060	655	545		①②⑨
YR250S-6	45	380	965	2.2		1110	685	600		①②⑩
YR250M-6	55	380	965	2.2		1150	685	600		①②⑩
YR280S-6	75	380	965	2.2		1260	755	655		①②⑪
YR280M-6	90	380	970	2.2		1310	755	655		①②⑪
YR160M-8	4	380	700	2.0		750	480	405		①②③④
YR160L-8	5.5	380	700	2.0		790	480	405		①②③④
YR180M-8	7.5	380	690	2.0		895	535	445		①②⑤⑥
YR180L-8	11	380	695	2.0		935	535	445		①②⑤⑥
YR200M-8	15	380	700	2.0		920	725	495		①②⑦⑧
YR200L-8	18.5	380	710	2.0		960	725	495		①②⑦⑧
YR225M ₁ -8	22	380	710	2.0		1060	655	545		①②⑨
YR225M ₂ -8	30	380	710	2.0		1060	655	545		①②⑨
YR250S-8	37	380	715	2.0		1110	685	600		①②⑩
YR250M-8	45	380	720	2.0		1150	685	600		①②⑩
YR280S-8	55	380	720	2.0		1260	755	655		①②⑪
YR280M-8	75	380	720	2.0		1310	755	655		①②⑪

注: 1. 生产厂——①昆明电机厂、②山西电机厂、③山西电机厂、④上海五一电机厂、⑤北京电机总厂、⑥西安电机厂、⑦长沙电机厂、⑧上海革新电机厂、⑨上海人民电机厂、⑩大连电机厂、⑪上海先锋电机厂;

2. 表中数据摘自机械产品目录第十九册中小型电机一书中(1985年12月版,机械工业部编)。

JR2系列三相绕线转子异步电动机主要技术数据

表附-4-4

序号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	外形尺寸(mm)			重量 (kg)	参考价格 (元)	生 产 厂
							长	宽	高			
1	JR2-355S ₁ -4	112	380	214	1500	2.0	1690	1020	850	1090	4700	②③④⑦⑧⑩⑬
2	355S ₂ -4	132	380	248	1500	2.0	1690	1020	850	1140	5050	②③④⑦⑧⑩⑬
3	355M ₁ -4	160	380	299	1500	2.0	1750	1020	850	1220	5400	②③④⑦⑧⑩⑬
4	355M ₂ -4	190	380	351	1500	2.0	1750	1020	850	1288	5800	②③④⑦⑧⑩⑬
5	JR2-400S ₁ -4	220	380	406	1500	2.0	1810	1110	960	1480	6500	②③④⑧⑩⑬
6	JR2-400S ₂ -4	250	380	459	1500	2.0	1810	1110	960	1550	7000	②③④⑧⑩⑬
7	400M ₁ -4	280	380	503	1500	2.0	1880	1110	960	1680	7500	②③④⑧⑩⑬
8	400M ₂ -4	320	380	572	1500	2.0	1880	1110	960	1760	8000	②③④⑧⑩⑬
9	JR2-355S ₁ -6	75	380	148	1000	1.8	1690	1020	850	1050	5050	②③④⑦⑧⑩⑬⑮
10	355S ₂ -6	95	380	187	1000	1.8	1690	1020	850	1050	5400	②③④⑦⑧⑩⑬⑮
11	355M ₁ -6	112	380	219	1000	1.8	1750	1020	850	1130	5800	②③④⑦⑧⑩⑬⑮
12	355M ₂ -6	132	380	257	1000	1.8	1750	1020	850	1280	6200	②③④⑦⑧⑩⑬⑮
13	355M ₃ -6	160	380	306	1000	1.8	1750	1020	850	1340	6700	②③④⑦⑧⑩⑬⑮
14	JR2-400S ₁ -6	190	380	355	1000	1.8	1810	1110	960	1510	7200	②③④⑧⑩⑬⑮
15	400S ₂ -6	220	380	411	1000	1.8	1810	1110	960	1580	7700	②③④⑧⑩⑬⑮
16	400M ₁ -6	250	380	464	1000	1.8	1880	1110	960	1850	8800	②③④⑧⑩⑬⑮
17	400M ₂ -6	280	380	511	1000	1.8	1880	1110	960	1790	9100	②③④⑧⑩⑬⑮
18	JR2-355S ₁ -8	60	380	125	750	1.8	1690	1020	850	1080	4700	②③④⑦⑧⑩⑬
19	355M ₁ -8	75	380	153	750	1.8	1750	1020	850	1220	5800	②③④⑦⑧⑩⑬
20	355M ₂ -8	95	380	193	750	1.8	1750	1020	850	1270	6000	②③④⑦⑧⑩⑬
21	355M ₃ -8	112	380	226	750	1.8	1750	1020	850	1320	6800	②③④⑦⑧⑩⑬
22	JR2-400S ₂ -8	132	380	263	750	1.8	1810	1110	960	1500	7300	②③④⑧⑩⑬⑮
23	JR2-400S ₃ -8	160	380	317	750	1.8	1810	1110	960	1570	7700	②③④⑧⑩⑬⑮
24	400M ₁ -8	190	380	371	750	1.8	1880	1110	960	1690	8870	②③④⑧⑩⑬⑮
25	400M ₂ -8	220	380	428	750	1.8	1880	1110	960	1770	9500	②③④⑧⑩⑬⑮
26	400M ₃ -8	250	380	486	750	1.8	1880	1110	960	1850	10000	②③④⑧⑩⑬⑮
27	JR2-355S ₂ -10	60	380	132	600	1.8	1690	1020	850	1120	5600	②③④⑩
28	355M ₁ -10	75	380	163	600	1.8	1750	1020	850	1260	6000	②③④⑩
29	355M ₂ -10	95	380	206	600		1750	1020	850	1320	6500	②③④⑩
30	JR2-400S ₁ -10	112	380	229	600		1810	1110	960	1590	7000	②③④⑩
31	400M ₁ -10	132	380	268	600		1880	1110	960	1710	7500	②③④⑩
32	400M ₂ -10	160	380	322	600		1880	1110	960	1790	8100	②③④⑩
33	400M ₃ -10	190	380	381	600		1880	1110	960	1860	8800	②③④⑩

注: 1. 生产厂——①大连电机厂、②重庆电机厂、③开封电机厂、④南通电机厂、⑤柳州电机厂、⑥江西电机厂、⑦长春市电机厂、⑧北京电机总厂、⑨保定重型电机厂、⑩长沙电机厂、⑪南京汽轮机厂、⑫福建南平电机厂、⑬山东张店电机厂;

2. 表内数据摘自机械工业部编, 1985年12月版, 机械产品目录第十九册中小型电机一书中。

JRQ系列中型绕线转子异步电动机主要技术数据

表附-4-5

序号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	外形尺寸(mm)			重量 (kg)	参考价格 (元)	生 产 厂
							长	宽	高			
1	JRQ-146-4	430	3000	100	1500	1.8	2105	1395	1270	2900	14500	②③④
2	147-4	500	3000	116	1500	1.8	2205	1395	1270	3100	15520	②③④
3	148-4	570	3000	130	1500	1.8	2205	1395	1270	3300	16630	②③④

续表

序号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	额定转速 (r/min)	最大 转矩 额定 转矩	外形尺寸(mm)			重量 (kg)	参考价格 (元)	生 产 厂
							长	宽	高			
4	JRQ-1410-4	680	3000	154	1500	1.8	2305	1395	1270	3600	18590	②③④
5	158-4	850	3000	192	1500	1.8	2325	1575	1435	4600	21750	②③④
6	1510-4	1100	3000	251	1500	1.8	2425	1575	1435	5100	24740	②③④
7	1512-4	1250	3000	283	1500	1.8	2425	1575	1435	5450	27720	②③④
8	147-4	360	6000	42	1500	1.8	2205	1395	1270	3100	17110	②③④⑤⑥
9	148-4	440	6000	51	1500	1.8	2205	1395	1270	3300	18270	②③④⑤⑥
10	1410-4	500	6000	57	1500	1.8	2305	1395	1270	3600	20450	②③④⑤⑥
11	158-4	680	6000	80	1500	1.8	2325	1575	1435	4600	24360	②③④⑤⑥
12	1510-4	850	6000	98	1500	1.8	2425	1575	1435	5100	27260	②③④⑤⑥
13	1512-4	1050	6000	118	1500	1.8	2425	1575	1435	5450	31180	②③④⑤⑥
14	JRQ-147-6	380	3000	92	1000	1.8	2105	1395	1270	3100	15520	②③④
15	148-6	430	3000	104	1000	1.8	2205	1395	1270	3300	16630	②③④
16	1410-6	520	3000	124	1000	1.8	2305	1395	1270	3600	18590	②③④
17	157-6	600	3000	139	1000	1.8	2125	1575	1435	3900	20740	②③④
18	158-6	680	3000	160	1000	1.8	2325	1575	1435	4600	21750	②③④
19	1510-6	850	3000	198	1000	1.8	2325	1575	1435	5600	24740	②③④
20	1512-6	1000	3000	229	1000	1.8	2325	1575	1435	5450	27720	②③④
21	148-6	310	6000	37	1000	1.8	2205	1395	1270	3300	18270	②③④⑤⑥
22	1410-6	380	6000	45	1000	1.8	2305	1395	1270	3600	20450	②③④⑤⑥
23	157-6	460	6000	54.5	1000	1.8	2125	1575	1435	3900	23060	②③④⑤⑥
24	158-6	550	6000	64	1000	1.8	2325	1575	1435	4600	24360	②③④⑤⑥
25	JRQ-1510-6	650	6000	78	1000	1.8	2325	1575	1435	5100	27260	②③④⑤⑥
26	1512-6	780	6000	91	1000	1.8	2325	1575	1435	5450	31180	②③④⑤⑥
27	JRQ-147-8	260	3000	68	750	1.8	2105	1395	1270	3100	15520	②③④
28	148-8	310	3000	78	750	1.8	2205	1395	1270	3300	16630	②③④
29	1410-8	370	3000	93.5	750	1.8	2305	1395	1270	3600	18590	②③④
30	157-8	440	3000	109	750	1.8	2125	1575	1435	3900	20740	②③④
31	158-8	500	3000	123	750	1.8	2125	1575	1435	4600	21750	②③④
32	1510-8	625	3000	152	750	1.8	2325	1575	1435	5100	24740	②③④
33	1512-8	700	3000	168	750	1.8	2325	1575	1435	5450	27720	②③④
34	JRQ-147-8	200	6000	26	750	1.8	2105	1395	1270	3100	17110	②③④⑤⑥
35	148-8	240	6000	31	750	1.8	2205	1395	1270	3300	18270	②③④⑤⑥
36	1410-8	280	6000	36.5	750	1.8	2305	1395	1270	3600	20450	②③④⑤
37	157-8	320	6000	41	750	1.8	2125	1575	1435	3900	23060	②③④⑤⑥
38	158-8	380	6000	47	750	1.8	2125	1575	1435	4600	24360	②③④⑤⑥
39	1510-8	475	6000	58	750	1.8	2325	1575	1435	5100	27260	②③④⑤⑥
40	1512-8	570	6000	68	750	1.8	2325	1575	1435	5450	31180	②③④⑤⑥
41	JRQ-147-10	200	3000	52	600	1.8	2105	1395	1270	3100	15520	②④
42	148-10	230	3000	60	600	1.8	2105	1395	1270	3300	16630	②④
43	1410-10	280	3000	72	600	1.8	2205	1395	1270	3600	18590	②④
44	158-10	350	3000	80	600	1.8	2125	1575	1435	4600	21750	②④
45	1510-10	430	3000	111	600	1.8	2325	1575	1435	5100	24740	②④
46	1512-10	520	3000	132	600	1.8	2325	1575	1435	5450	27720	②⑤
47	1410-10	200	6000	27	600	1.8	2205	1395	1270	3600	20450	②④⑤⑥
48	157-10	260	6000	33.5	600	1.8	2125	1575	1435	3900	23060	②④⑤⑥

续表

序号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	外形尺寸(mm)			重量 (kg)	参考价格 (元)	生 产 厂
							长	宽	高			
49	JRQ-158-10	310	6000	40	600	1.8	2125	1575	1435	4600	24360	②④⑤⑥
50	1510-10	400	6000	51	600	1.8	2325	1575	1435	5100	27260	②④⑤⑥
51	1512-10	480	6000	61.5	600	1.8	2325	1575	1435	5450	31180	②④⑤⑥
52	JRQ-147-12	140	3000	39.5	500	1.8	2105	1395	1270	3100	15520	②④
53	148-12	165	3000	45.6	500	1.8	2105	1395	1270	3300	16630	②④
54	1410-12	210	3000	58	500	1.8	2205	1395	1270	3600	18590	②④
55	JRQ-158-12	250	3000	72.5	500	1.8	2125	1575	1435	4600	21750	②④
56	1510-12	320	3000	85	500	1.8	2325	1575	1435	5100	24740	②④
57	1512-12	390	3000	102	500	1.8	2325	1575	1435	5450	27720	②④
58	1510-12	280	6000	38	500	1.8	2325	1575	1435	5100	27280	②④⑤⑥
59	1512-12	330	6000	44	500	1.8	2325	1575	1435	5450	31180	②④⑤⑥

注: 1. 生产厂——①上海电机厂、②北京电机总厂、③长春市电机厂、④湖北电机厂、⑤山西防爆电机厂、⑥湖北第二电机厂、⑦郑州发电设备厂、⑧福建南平电机厂;
2. 表中数据摘自机械工业部编, 1985年12月版, 机械产品目录第十九册中小型电机一书中。

YR系列H930大型三相绕线型异步电动机主要技术数据

表附-4-6

序号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (kV)	定子电流 (A)	满载转速 (r/min)	功率因素 $\cos\phi$	效率 (%)	转 子		最大转矩 额定转矩	重量 (t)	参考价格 (元)
								电压 (V)	电流 (A)			
1	YR630-8/1180	630	6	77	740	0.837	94.1	678	585	2.1		34400
2	YR630-10/1180	630	6	79	589	0.822	93.1	728	567	1.96	7.15	38900
3	YR400-12/1180	400	6			*0.75	*90.5			*1.8		
4	YR500-12/1180	500	6	67	491	0.774	92.4	621	516	1.99	6.95	40000
5	YR1000-6/1180	1000	6	115	988	0.887	94.4	940	662	2.33		39000
6	YR800-8/1180	800	6	97	740	0.84	94.5	850	591	2.31	6.92	39000
7	YR800-10/1180	800	6	100	590	0.823	93.1	910	558	2.06	7.6	43500
8	YR1250-6/1180	1200	6			*0.84	*93			*1.8		43500
9	YR1000-8/1180	1000	6	121	740	0.846	94.6	967	650	2.1	7.27	44500
10	YR630-12/1430	630	6	80	490	0.817	93.7	650	615	1.98		48500
11	YR500-16/1430	500	6	70	368	0.741	92.5	570	556	2.05		48500
12	YR1600-6/1430	1600	6			*0.85	*93.5			*1.8		49000
13	YR1000-10/1430	1000	6	121	591	0.845	94.2	915	689	2.08		52000
14	YR800-12/1430	800	6	106	493	0.821	93.4	830	634	2.03	9.87	53500
15	YR1000-12/1430	1000	6	125	493	0.815	94.5	1037	605	2.16	12.78	65000
16	YR630-16/1430	630	6	87	368	0.751	93.0	701	575	2.06	8.31	52000
17	YR2000-6/1430	2000	6	229	991	0.876	95.6	1370	905	2.18		52000
18	YR1250-8/1430	1250	6	146	740	0.865	94.8	975	806	1.96	9.16	59500
19	YR1250-10/1430	1250	6	148	593	0.856	94.6	1222	637	2.33	12.92	57000
20	YR2500-6/1430	2500	6			*0.86	*94.0			*1.8		67000
21	YR1600-8/1430	1600	6			*0.85	*93.0			*1.8		54500
22	YR500-20/1730	500	6	68	294	0.767	91.9	800	398	2.3		61200
23	YR630-20/1730	630	6	85	293	0.78	91.9	902	449	2.1		65500
24	YR500-24/1730	500	6			*0.68	*89.5			*1.8		67000
25	YR1250-12/1730	1250	6	149	494	0.854	94.4	1360	571	2.69		67000
26	YR800-16/1730	800	6	103	369	0.798	93.4	851	600	1.96	11.5	65500

续表

序号	型 号	额 定 功 率 (kW)	额 定 电 压 (kV)	定 子 电 流 (A)	满载转速 (r/min)	功率 因素 $\cos \phi$	效率 (%)	转 子		最大转矩 额定转矩	重量 (t)	参考价格 (元)
								电 压 (V)	电 流 (A)			
27	YR800-20/1730	800	6	106	293	0.787	92.1	1032	501	2		74000
28	YR2000-8/1730	2000	6	227	740	0.893	95.0	1325	936	2.19		62000
29	YR1600-10/1730	1600	6			*0.84	*92.5			*1.8		70500
30	YR1000-16/1730	1000	6			*0.74	*91.0			*1.8		72000
31	YR1600-12/1730	1600	6	191	494	0.854	94.4	941	1054	2.64	16.63	74000
32	YR1000-20/1730	1000	6			*0.73	*90.5			*1.8		90000
33	YR630-24/1730	630	6			*0.68	*90			*1.8		82000
34	YR2500-8/1730	2500	6	279	740	0.90	95.0	1766	865	2.5		75000
35	YR2000-10/1730	2000	6	227	593	0.893	95.3	1040	1185	2.45	16.85	74000
36	YR1250-16/1730	1250	6	161	370	0.79	94.4	1276	615	2.19	18.35	81000
37	YR2000-12/1730	2000	6	234	495	0.868	95.0	1180	1050	2.74		82500
38	YR800-24/2150	800	6			*0.7	*90			*1.8		90000
39	YR1250-20/2150	1250	6			*0.74	*91			*1.8		97000
40	YR1000-24/2150	1000	6			*0.72	*90.5			*1.8		100000
41	YR2500-10/2150	2500	6			*0.85	*93			*1.8		82000
42	YR2500-12/2150	2500	6			*0.84	*92			*1.8		100000
43	YR1600-16/2150	1600	6			0.78	*91.5			*1.8		92000
44	YR2000-16/2150	2000	6			*0.8	*92			*1.8		105000
45	YR1600-20/2150	1600	6			*0.77	*91.5			*1.8		107000
46	YR1250-24/2150	1250	6			*0.73	*91			*1.8		
47	YR3200-12/2150	3200	6			*0.86	*92.5			*1.8		115000
48	YR2500-16/2150	2500	6			*0.81	*92			*1.8		117000
49	YR2000-20/2150	2000	6			*0.78	*92			*1.8		122000

注: 1. 带有*的数值为本系列技术条件的保证值;

2. 管道通风式电机所需的风量可根据下式估算:

$$Q = \frac{P_N}{16.5 \eta} \quad (\text{m}^3/\text{s})$$

式中 P_N ——电机额定功率(kW) η ——电机效率(%);3. 管道通风式电机的风压降约为20mmH₂O;

4. 生产厂——上海电机厂;

5. 本表引自1984年上海电机厂产品目录。

Y系列(IP44)鼠笼转子三相异步电动机主要技术数据

表附-4-7

序号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	外形尺寸(mm)			重 量 (kg)
							长	宽	高	
1	Y801-2	0.75	380	1.81	2830	2.2	285	165	170	16
2	Y802-2	1.1	380	2.52	2830	2.2	285	165	170	17
3	Y90S-2	1.5	380	3.44	2840	2.2	310	180	190	22
4	Y90L-2	2.2	380	4.74	2840	2.2	335	180	190	25
5	Y100L-2	3.0	380	6.39	2870	2.2	380	205	245	34
6	Y112M-2	4.0	380	8.17	2890	2.2	400	245	265	45
7	Y132S1-2	5.5	380	11.1	2900	2.2	475	280	315	64
8	Y132S2-2	7.5	380	15.0	2900	2.2	515	280	315	70

续表

序号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	外形尺寸(mm)			重 量 (kg)
							长	宽	高	
9	Y160M1-2	11	380	21.8	2900	2.2	600	330	385	117
10	Y160M2-2	15	380	29.4	2930	2.2	600	330	385	125
11	Y160L-2	18.5	380	35.5	2930	2.2	645	330	385	147
12	Y180M-2	22	380	42.2	2940	2.2	670	360	430	180
13	Y200L1-2	30	380	56.9	2950	2.2	775	400	475	240
14	Y200L2-2	37	380	69.8	2950	2.2	775	400	475	255
15	Y225M-2	45	380	83.9	2970	2.2	815	450	530	309
16	Y250M-2	55	380	103	2970	2.2	930	495	575	403
17	Y280S-2	75	380	140	2970	2.2	1000	550	640	544
18	Y280M-2	90	380	167	2970	2.2	1050	555	640	551
19	Y801-4	0.55	380	1.51	1390	2.2	285	165	170	17
20	Y802-4	0.75	380	2.01	1390	2.2	285	165	170	18
21	Y90S-4	1.1	380	2.75	1400	2.2	310	180	190	22
22	Y90L-4	1.5	380	3.65	1400	2.2	335	180	190	27
23	Y100L1-4	2.2	380	5.03	1430	2.2	380	205	245	23
24	Y100L2-4	3.0	380	6.82	1430	2.2	380	205	245	38
25	Y112M-4	4.0	380	8.77	1440	2.2	400	245	265	47
26	Y132S-4	5.5	380	11.6	1440	2.2	475	280	315	68
27	Y132M-4	7.5	380	15.4	1440	2.2	515	280	315	78
28	Y160M-4	11	380	22.6	1460	2.2	600	330	385	123
29	Y160L-4	15	380	30.3	1460	2.2	645	330	385	144
30	Y180M-4	18.5	380	35.9	1470	2.2	670	360	430	182
31	Y180L-4	22	380	42.5	1470	2.2	710	360	430	190
32	Y200L-4	30	380	56.8	1470	2.2	775	400	475	270
33	Y225S-4	37	380	69.8	1480	2.2	820	450	530	284
34	Y225M-4	45	380	84.2	1480	2.2	845	450	530	320
35	Y250M-4	55	380	103	1480	2.2	930	495	575	427
36	Y280S-4	75	380	140	1480	2.2	1000	555	640	562
37	Y280M-4	90	380	164	1480	2.2	1050	555	640	667
38	Y90S-6	0.75	380	2.25	910	2.0	310	180	190	23
39	Y90L-6	1.1	380	3.15	910	2.0	335	180	190	25
40	Y100L-6	1.5	380	3.97	940	2.0	380	205	245	33
41	Y112M-6	2.2	380	5.61	940	2.0	400	245	265	45
42	Y132S-6	3.0	380	7.23	960	2.0	475	280	315	63
43	Y132M1-6	4.0	380	9.40	960	2.0	515	280	315	73
44	Y132M2-6	5.5	380	12.6	960	2.0	515	280	315	80
45	Y160M-6	7.5	380	17.0	970	2.0	600	330	385	119
46	Y160L-6	11	380	24.6	970	2.0	645	330	385	147
47	Y180L-6	15	380	31.4	970	2.0	710	360	430	195
48	Y200L1-6	18.5	380	37.7	970	2.0	775	400	475	220
49	Y200L2-6	22	380	44.6	970	2.0	775	400	475	250
50	Y225M-6	30	380	59.5	980	2.0	845	450	530	292
51	Y250M-6	37	380	72	980	2.0	930	495	575	408
52	Y280S-6	45	380	85.4	980	2.0	1000	555	640	536
53	Y280M-6	55	380	104	980	2.0	1050	555	640	595

续表

序号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	外形尺寸(mm)			重 量 (kg)
							长	宽	高	
54	Y132S-8	2.2	380	5.81	710	2.0	475	280	315	63
55	Y132M-8	3.0	380	7.72	710	2.0	515	280	315	79
56	Y160M ₁ -8	4.0	380	9.91	720	2.0	600	330	385	118
57	Y160M ₂ -8	5.5	380	13.3	720	2.0	600	330	385	119
58	Y160L-8	7.5	380	17.7	720	2.0	645	330	385	145
59	Y180L-8	11	380	25.1	730	2.0	710	360	430	184
60	Y200L-8	15	380	34.1	730	2.0	775	400	475	250
61	Y225S-8	18.5	380	41.3	730	2.0	820	450	530	266
62	Y225M-8	22	380	47.6	730	2.0	845	450	530	292
63	Y250M-8	30	380	63.0	730	2.0	930	495	575	405
64	Y280S-8	37	380	78.2	740	2.0	1000	555	640	520
65	Y280M-8	45	380	93.2	740	2.0	1050	555	640	592

注: 1. 生产厂——北京电机总厂、无锡县电机厂、温州电机厂、德州电机厂、厦门电机厂、大连电机厂、昆明电机厂、内蒙古电机厂、西安电机厂等;

2. 表内数据摘自机械工业部编, 1985年12月版, 机械产品目录第十九册中小型电机一书中。

Y系列(IP23)鼠笼转子三相异步电动机主要技术数据

表附-4-8

型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	外形尺寸(mm)			生产厂
					长	宽	高	
Y160M-2	15	380	2930	2.2	540	480	405	①②③④
Y160L ₁ -2	18.5	380	2930	2.2	585	480	405	①②③④
Y160L ₂ -2	22	380	2930	2.2	585	480	405	①②③④
Y180M-2	30	380	2935	2.2	595	535	445	①②③⑤
Y180L-2	37	380	2935	2.2	635	535	445	①②③⑤
Y200M-2	45	380	2950	2.2	675	580	495	①②⑦⑧
Y200L-2	55	380	2950	2.2	710	580	495	①②⑦⑧
Y225M-2	75	380	2955	2.2	750	655	545	①②
Y250S-2	90	380	2965	2.2	785	685	600	①②
Y250M-2	110	380	2965	2.2	825	685	600	①②
Y280M-2	132	380	2965	2.2	940	765	655	①②①
Y160M-4	11	380	1455	2.0	540	480	405	①②③④
Y160L ₁ -4	15	380	1455	2.0	585	480	405	①②③④
Y160L ₂ -4	18.5	380	1455	2.0	585	480	405	①②③④
Y180M-4	22	380	1465	2.0	595	535	445	①②③⑤
Y180L-4	30	380	1465	2.0	635	535	445	①②③⑤
Y200M-4	37	380	1470	2.0	675	580	495	①②⑦⑧
Y200L-4	45	380	1470	2.0	710	580	495	①②⑦⑧
Y225M-4	55	380	1475	2.0	750	655	545	①②
Y250S-4	75	380	1480	2.0	785	685	600	①②
Y250M-4	90	380	1480	2.0	825	685	600	①②
Y280S-4	110	380	1480	2.0	920	755	655	①②①
Y280M-4	132	380	1480	2.0	970	765	655	①②①
Y160M-6	7.5	380	970	1.8	540	480	405	①②③④
Y160L-6	11	380	970	1.8	585	480	405	①②③④

续表

型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	外形尺寸(mm)			生 产 厂
					长	宽	高	
Y180M-6	15	380	975	1.8	595	535	445	①②③④
Y180L-6	18.5	380	975	1.8	635	535	445	①②③④
Y200M-6	22	380	970	1.8	675	580	495	①②③④
Y200L-6	30	380	975	1.8	710	580	495	①②③④
Y225M-6	37	380	980	1.8	750	655	545	①②
Y250S-6	45	380	980	1.8	785	685	600	①②
Y250M-6	55	380	980	1.8	825	685	600	①②
Y280S-6	75	380	985	1.8	920	755	655	①②③
Y280M-6	90	380	985	1.8	970	755	655	①②③
Y160M-8	6.5	380	720	1.8	540	480	405	①②③④
Y160L-8	7.5	380	720	1.8	585	480	405	①②③④
Y180M-8	11		725	1.8	595	535	445	①②③④
Y180L-8	15		725	1.8	635	535	445	①②③④
Y200M-8	18.5		725	1.8	675	580	495	①②③④
Y200L-8	22		730	1.8	710	580	495	①②③④
Y225M-8	30		730	1.8	750	655	545	①②
Y250S-8	37		735	1.8	785	685	600	①②
Y250M-8	45		735	1.8	825	685	600	①②
Y280S-8	65		740	1.8	920	755	655	①②③
Y280M-8	75		740	1.8	970	755	655	①②③

注: 1. 生产厂——①昆明电机厂、②江西电机厂、③山西电机厂、④上海五一电机厂、⑤北京电机总厂、⑥西安电机厂、⑦长沙电机厂、⑧上海革新电机厂、⑨上海先锋电机厂;

2. 表内数据摘自机械工业部编, 1985年12月版, 机械产品目录第十九册中小型电机一书中。

JS2系列鼠笼转子三相异步电动机主要技术数据

表附-4-9

序 号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	外形尺寸(mm)			重量 (kg)	参 考 价 格 (元)	生 产 厂
							长	宽	高			
1	JS2-355S ₁ -2	112	380	222	2960	2.0	1310	1020	850	950	3700	①②③④⑤⑥
2	355S ₂ -2	132	380	247	2960	2.0	1310	1020	850	980	4000	①②③④⑤⑥
3	355M ₁ -2	160	380	300	2960	2.0	1370	1020	850	1050	4200	①②③④⑤⑥
4	355M ₂ -2	190	380	354	2960	2.0	1370	1020	850	1110	4500	①②③④⑤⑥⑦⑧
5	JS2-355S ₁ -4	112	380	209	1475	2.0	1200	1020	850	985	3900	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩
6	355S ₂ -4	132	380	242	1475	2.0	1200	1020	850	1030	4200	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩
7	355M ₁ -4	160	380	292	1475	2.0	1260	1020	850	1115	4400	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪
8	355M ₂ -4	190	380	346	1475	2.0	1260	1020	850	1180	4800	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪
9	JS2-355S ₁ -6	75	380	144	985	1.8	1200	1020	850	980	3900	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪
10	355S ₂ -6	95	380	180	985	1.8	1200	1020	850	980	4200	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪
11	355M ₁ -6	112	380	211	985	1.8	1260	1020	850	1070	4400	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪

续表

序 号	型 号	额 定 功 率	额 定 电 压	额 定 电 流	额 定 转 速	最 大 转 矩	外 形 尺 寸 (mm)			重 量	参 考 价 格	生 产 厂
		(kW)	(V)	(A)	(r/min)	额 定 转 矩	长	宽	高	(kg)	(元)	
12	355M ₁ -6	131	380	247	985	1.8	1260	1020	850	1120	4800	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
13	355M ₁ -6	160	380	300	985	1.8	1260	1020	850	1170	5200	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
14	JS2-355S ₁ -8	60	380	122	735	1.8	1200	1020	850	930	3900	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
15	355M ₁ -8	75	380	149	735	1.8	1280	1020	850	1070	4400	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
16	355M ₂ -8	95	380	188	735	1.8	1260	1020	850	1120	4800	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
17	355M ₂ -8	112	380	221	735	1.8	1260	1020	850	1170	5200	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
18	JS2-355S ₂ -10	60	380	129	590	1.8	1200	1020	850	960	4200	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
19	355M ₂ -10	75	380	156	590	1.8	1260	1020	850	1100	4800	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
20	355M ₂ -10	95	380	197	590	1.8	1260	1020	850	1150	5200	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
21	JS2-400S ₁ -2	220	380	411	2960	2.0	1420	1110	960	1320	5200	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
22	400S ₂ -2	250	380	467	2960	2.0	1420	1110	960	1370	5600	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
23	400M ₁ -2	280	380	500	2960	2.0	1480	1110	960	1600	6500	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
24	JS2-400S ₁ -4	220	380	402	1475	2.0	1330	1110	960	1310	5200	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
25	400S ₂ -4	250	380	449	1475	2.0	1330	1110	960	1380	5600	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
26	400M ₁ -4	280	380	500	1475	2.0	1400	1110	960	1510	6500	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
27	JS2-400M ₁ -4	320	380	346	1475	2.0	1400	1110	960	1590	7000	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
28	JS2-400S ₂ -6	190	380	351	985	1.8	1330	1110	960	1340	5600	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
29	400S ₂ -6	220	380	406	985	1.8	1330	1110	960	1410	6500	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
30	400M ₂ -6	250	380	459	985	1.8	1400	1110	960	1540	7000	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
31	400M ₂ -6	280	380	508	985	1.8	1400	1110	960	1620	7400	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
32	JS2-400S ₂ -8	132	380	256	740	1.8	1330	1110	960	1340	5600	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
33	400S ₂ -8	160	380	309	740	1.8	1330	1110	960	1410	6500	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
34	400M ₂ -8	190	380	267	740	1.8	1400	1110	960	1540	7000	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
35	400M ₂ -8	220	380	426	740	1.8	1400	1110	960	1620	7400	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
36	400M ₂ -8	250	380	480	740	1.8	1400	1110	960	1690	7800	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
37	JS2-400S ₂ -10	112	380	224	740	1.8	1330	1110	960	1400	6500	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
38	400M ₂ -10	132	380	263	590	1.8	1400	1110	960	1530	7000	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
39	400M ₂ -10	160	380	320	590	1.8	1400	1110	960	1600	7400	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫
40	400M ₂ -10	190	380	375	590	1.8	1400	1110	960	1670	7800	①②③④⑤⑥⑦⑧⑨⑩⑪⑫

注: 1. 生产厂——①大连电机厂、②重庆电机厂、③开封电机厂、④南通电机厂、⑤柳州电机厂、⑥江西电机厂、⑦长春市电机厂、⑧北京电机总厂、⑨保定重型电机厂、⑩长沙电机厂、⑪南京汽轮电机厂、⑫福建南平电机厂、⑬山东张店电机厂;

2. 表内数据摘自机械工业部编, 1985年12月版, 机械产品目录第十九册中小型电机一书中。

JSQ系列中型鼠笼转子三相异步电动机主要技术数据

表附-4-10

序号	型 号	额定功率 (kW)	额定电压 (V)	额定电流 (A)	额定转速 (r/min)	最大转矩 额定转矩	被拖动机械的 最大允许转动量 (kg/m ²)	外形尺寸(mm)			重量 (kg)	参 考 价 格 (元)	生 产 厂
								长	宽	高			
1	JSQ-146-4	430	3000	100	1475	2.0	730	1680	1395	1270	2800	12390	①②③④
2	147-4	500		116		2.0	860	1780	1395	1270	3000	13260	①②③④
3	148-4	570		130		2.2	1040	1780	1395	1270	3200	14210	①②③④
4	1410-4	680		154		2.2	1230	1880	1395	1270	3550	15880	①②③④
5	158-4	850		196	1480	1.6	380	1915	1575	1435	4500	18590	①②③④
6	1510-4	1100		254		2.3	445	2015	1575	1435	5050	21140	①②③④
7	1512-4	1250	3000	286	1490	2.4	510	2015	1575	1435	5400	23790	①②③④
8	147-4	360	6000	42	1480	2.4	360	1780	1395	1270	3000	14620	①②③④⑤⑥⑦
9	148-4	440		51		2.4	480	1780	1395	1270	3200	15610	①②③④⑤⑥⑦
10	1410-4	500		57		2.3	615	1880	1395	1270	3550	17470	①②③④⑤⑥⑦
11	158-4	680		79		2.7	365	1915	1575	1435	4500	20820	①②③④⑤⑥
12	1510-4	850		97	1485	2.2	435	2015	1575	1435	5050	23290	①②③④⑤⑥
13	1512-4	1050		120		2.0	465	2015	1575	1435	5400	26200	①②③④⑤⑥
14	JSQ-147-6	380	3000	89	980	2.3	2140	1680	1395	1270	2900	13260	①②③④
15	148-6	430		101		2.5	2480	1780	1395	1270	3050	14210	①②③④
16	1410-6	520		121	985	2.5	2930	1880	1395	1270	3450	15880	①②③④
17	157-6	600		142	980	2.0	1315	1715	1575	1435	3800	17720	①②③④
18	158-6	680		160	985	2.1	1450	1915	1575	1435	4250	18590	①②③④
19	1510-6	850		200		2.2	1730	1915	1575	1435	4550	21140	①②③④⑤⑥⑦
20	1512-6	1000		234		2.2	1990	1915	1575	1435	5050	23790	①②③④⑤⑥⑦
21	148-6	310	6000	36.5		2.4	960	1780	1395	1270	3050	15610	①②③④⑤⑥
22	1410-6	380		44		2.3	1385	1680	1395	1270	3450	17470	①②③④⑤⑥
23	157-6	460		545		2.4	1340	1715	1575	1435	3800	19700	①②③④⑤⑥
24	158-6	550		64		2.1	1460	1915	1575	1435	4500	20820	①②③④⑤⑥
25	1510-6	650		76		2.3	1760	1915	1575	1435	5050	23290	①②③④⑤⑥
26	JSQ-1512-6	780	6000	88	990	2.1	1860	1915	1575	1435	5400	26200	①②③④⑤⑥
27	JSQ-147-8	260	3000	65	735	2.0	3250	1680	1395	1270	2990	13260	①②③④
28	148-8	310		77		2.1	3900	1780	1395	1270	3000	14210	①②③④
29	1410-8	370		90.5		2.1	5190	1880	1395	1270	3400	15880	①②③④
30	157-8	440		110		1.8	2300	1715	1575	1435	3800	17720	①②③④
31	158-8	500		124		1.9	2890	1715	1575	1435	4100	18590	①②③④
32	1510-8	625		154		1.9	3370	1915	1575	1435	4700	21140	①②③④
33	1512-8	700		169		1.8	3180	1915	1575	1435	5100	22790	①②③④

续表

序 号	型 号	额 定 功 率	额 定 电 压	额 定 电 流	额 定 转 速	最大 转 矩	被 拖 动 机 械 的 最 大 许 许 转 动 惯 量	外 形 尺 寸 (mm)			重 量	参 考 价 格	生 产 厂
		(kW)	(V)	(A)	(r/min)	(kg·m ²)	(kg/m ²)	长	宽	高	(kg)	(元)	
34	147-8	200	6000	26	740	2.0	2040	1680	1395	1270	2900	14620	①②③④⑤⑥⑦
35	148-8	240		31		2.0	2450	1780	1395	1270	3000	15610	①②③④⑤⑥⑦
36	1410-8	280		36		2.4	1960	1880	1395	1270	3400	17470	①②③④⑤⑥⑦
37	157-8	320		40		2.0	2540	1715	1575	1435	3800	19700	①②③④⑤⑥⑦
38	158-8	380		47.5		2.0	2720	1715	1575	1435	4100	20820	①②③④⑤⑥⑦
39	1510-8	475		58		1.9	3100	1915	1575	1435	4700	23290	①②③④⑤⑥
40	1512-8	570		69		2.0	3590	1915	1575	1435	5100	26200	①②③④⑤⑥
41	JSQ-147-10	200	3000	50.5	590	2.3	4130	1680	1395	1270	2800	13260	①②④
42	148-10	230		58		2.2	5080	1680	1395	1270	3000	14210	①②④
43	1410-10	280		71		1.9	7620	1780	1395	1270	3300	15880	①②④
44	158-10	350		89		2.0	4500	1715	1575	1435	4100	18590	①②④
45	1510-10	430		108	585	1.8	6030	1915	1575	1435	4800	21140	①②④
46	1512-10	520		130	590	1.7	7500	1915	1575	1435	5200	23790	①②④
47	1410-10	200	6000	27		2.7	3770	1780	1395	1270	3300	17470	①②④⑤⑥
48	157-10	280		34		2.0	4540	1715	1575	1435	3900	19700	①②④⑤⑥
49	158-10	310		40		2.0	5080	1715	1575	1435	4100	20820	①②④⑤⑥
50	1510-10	400		51		2.1	6060	1915	1575	1435	5200	26200	①②④⑤⑥
51	JSQ-1512-10	480	6000	61	590	2.2	7260	1915	1575	1435	5200	26200	①②④⑤⑥
52	JSQ-147-12	140	3000	38.5	490	2.2	2800	1680	1395	1270	2800	13260	①②④
53	148-12	165		44.5	490	2.3	3000	1680	1395	1270	3000	14210	①②④
54	1410-12	210		57.5	490	2.0	3400	1780	1395	1270	3400	15880	①②④
55	158-12	260		71	485	1.8	4100	1715	1575	1435	4100	18590	①②④
56	1510-12	320		86	490	1.8	4800	1915	1575	1435	4800	21140	①②④⑤
57	1512-12	390		104	490	1.8	6200	1915	1575	1435	5200	23790	①②④
58	1510-12	280	6000	38	490	2.1	4800	1915	1575	1435	4800	23290	①②④⑤⑥
59	1512-12	330		45	490	2.1	5200	1915	1575	1435	5200	26200	①②④⑤⑥

注: 1. 生产厂——①上海电机厂、②北京电机总厂、③长春市电机厂、④湖北电机厂、⑤山西防爆电机厂、⑥湖北第二电机厂、⑦郑州发电设备厂、⑧福建南平电机厂;

2. 表内数据摘自机械工业部编, 1985年12月版, 机械产品目录第十九册中小型电机一书中。

附录5 常用油料

编写单位 秦皇岛黑色冶金矿山设计研究院

编写人 李有文

车用汽油特性及应用范围

表附-5-1

项 名		66号汽油 (GB489-65)	70号汽油 (GB484-75)	75号汽油 (GB484-75)	80、85号汽油 (GB484-75)
		RQ-66	RQ-70	RQ-75	RQ-80、RQ-85
辛烷值	不低于	66	70	75	80、85
四乙基铅含量(g/kg)	不大于	1.0*	1.0	0.8	1.0
馏程:					
10%馏出温度(°C)	不高于	79	79	75	75
50%馏出温度(°C)	不高于	146	146	120	120
90%馏出温度(°C)	不高于	195	195	180	180
干点(°C)	不高于	205	205	195	195
残留及损失(%)	不大于	4.5	4.5	3.5	3.5
残留量(%)	不大于	1.5	1.5	1.5	1.5
饱和蒸气压(mmHg)	不高于	500	500	500	500
实际胶质(mg/100ml)	不大于	5*	5	5	5
诱导期(分)	不少于	380*	480	480	480
硫含量(%)	不大于	0.15	0.15	0.15	0.15
腐 蚀		合 格	合 格	合 格	合 格
水溶性酸及碱		无	无	无	无
酸度(mgKOH/100ml)	不大于	3	3	3	3
机械杂质及水分		无	无	无	无
应 用 范 围		适用于汽缸 压缩比等于6 的发动机上	适用于汽缸 压缩比≤7.0 的发动机上	适用于汽缸压 缩比≥7~8的发 动机上	适用于汽缸压缩比 ≥8的高速轻便小轿 车的发动机上

注: *按(74)国标计字151号文件修改。

柴油特性及用途

表附-5-2

名 称	轻 柴 油					重 柴 油		
	10号	0号	-10号	-20号	-35号	10号	20号	30号
	(GB252-77)					(GB446-77)		
	RC-Z10	RC-0	RC-10	RC-20	RC-35	RC3-10	RC3-20	RC3-30
十六烷值 不小于	50	50	50	45	43	—	—	—
馏程: (1)50%馏出温度(°C)不高于	300	300	300	300	300	—	—	—
(2)90%馏出温度(°C)不高于	355	355	350	350	—	—	—	—
(3)95%馏出温度(°C)不高于	365	365	—	—	350	—	—	—
(4)300°C馏出量(%) 不小于	—	—	—	—	—	—	—	—
(5)干点(°C) 不高于	—	—	—	—	—	—	—	—
运动粘度(cSt/s): (1)20°C	3.0~8.0			2.5~8.0	2.5~7.0	—	—	—
(2)50°C不大于	—			—	—	15.5	20.5	36.2
10%蒸余物残炭(%) 不大于	0.4	0.4	0.3	0.3	0.3	0.5	0.5	1.5
灰 分(%) 不大于	0.025					0.04	0.06	0.08
硫 分(%) 不大于	0.2					0.5	0.5	1.5
水 分(%) 不大于	痕 迹	痕 迹	痕 迹	痕 迹	痕 迹	0.5	1.0	1.5
机械杂质 不大于	无	无	无	无	无	0.1	0.1	0.5
闪点(闭口)(°C) 不低于	60	60	60	60	60	65	65	65
腐蚀试验(铜片)	合 格					—	—	—
酸度(mgKOH/100ml) 不大于	10					—	—	—
凝 点(°C) 不高于	+10	0	-10	-20	-35	10	20	30
水溶性酸和碱	无	无	无	无	无	无	无	—
实际胶质(mg/100ml) 不大于	70	70	70	70	70	—	—	—
用 途	用作每分钟1000转以上的高速柴油机的燃料					中速柴油 机 燃 料	低速柴油机用	

注: 为了保证柴油机工作正常, 所用柴油的凝点应低于季度最低温度 3~5°C。一般可参照以下的意见选用。

0号轻柴油适于全国各地 4~9月使用, 长江以南地区冬季也可使用。

10号轻柴油适于长城以南地区冬季和长江以南地区严冬使用。

20号轻柴油适于长城以北地区冬季和长城以南黄河以北地区严冬使用。

35号轻柴油适于东北和西北地区严冬使用。

常用液压油的性质及用途(一)

表附-5-3

名 称	代号	运动粘度 (cm^2/s)		闪点 ($^{\circ}\text{C}$)	凝点 ($^{\circ}\text{C}$)	酸 值 ($\frac{\text{mgKOH}}{\text{g}}$)	残 炭 (%)	灰分 (%)	杂质 (%)	主 要 用 途
		50 $^{\circ}\text{C}$	100 $^{\circ}\text{C}$	不低于	不高于	不 大 于	不大于	不大于	不大于	
机 械 油 (GB443-64)										
20 号 机 械 油	HJ-20	17~23	—	170	-15	0.16	0.15	0.007	0.005	主要用在中小型电机及一般液压系统中
30 号 机 械 油	HJ-30	27~33	—	180	-10	0.20	0.25	0.007	0.007	主要用在一般机床齿轮变速箱中小型机床导轨及100kW以上电机轴承的润滑和一般液压系统中
40 号 机 械 油	HJ-40	37~43	—	190	-10	0.35	0.25	0.007	0.007	主要用在大型机床及大型刨床上等润滑及液压系统中
合 成 锭 子 油 (GB442-64)										
合成锭子油及专用锭子油	—	12~14	不大于49 (20 $^{\circ}\text{C}$)	153	-45	0.07	密度 0.888~0.896	0.005	无	主要用于寒区室外液压传动系统及润滑以氨或二氧化碳为制冷剂的冷冻机
汽 轮 机 油 (SYB1201-60)										
22 号 汽轮机油	HU-22	20~23	—	180	-15	0.02	—	0.005	无	润滑3000r/min以上的汽轮机轴承,也可代20号液压油用
30 号 汽轮机油	HU-30	28~32	—	180	-10	0.02	—	0.005	无	润滑2000~3000r/min的蒸汽或水轮机高负荷以及高速的轴承,也可代30号液压油用
46 号 汽轮机油	HU-46	44~48	—	195	-10	0.02	—	0.02	无	润滑2000r/min以下的蒸汽或水轮机的轴承,也可代40号液压油用
柴 油 机 油 (SY1152-71)										
8 号 柴油机油	HC-8	—	8~9	195	-20~-15	0.1	0.2	0.005	无	冬季润滑柴油机发动机凝点-20 $^{\circ}\text{C}$ 的供西北东北青藏地区使用,凝点-15 $^{\circ}\text{C}$ 的南方各省使用 拖拉机、工程机械及起重机的液压系统,冬季用
11 号 柴油机油	HC-11	—	10.5~11.5	205	-15	0.1	0.4	0.005	无	全年通用于润滑轴承是巴比特合金制的柴油发动机 拖拉机、工程机械及起重机的液压系统夏季用
14 号 柴油机油	HC-14	—	13.5~14.5	210	0	0.1	0.55	0.006	无	全国夏季或长江以南地区全年润滑柴油机拖拉机和装有高速柴油机的车辆(车船)上的柴油机不分地区全年通用)及有关液压系统
仪 表 油 (GB487-65)										
8 号 仪表油	HY-8	6.3~8.5	—	(闭口) 120	-60	0.1	—	0.005	无	润滑各种低温操作的仪表以及低温操作的液压及电气机车的操纵系统

常用液压油的性质及用途(二)

表附-5-4

名称牌号	运动粘度 50°C (cm^2/s)	水溶性 (cm^2/s) (酸或碱)	粘 度 指 数 不小于	闪点(°C)		凝 点 (°C)	临界负荷 (kgf)	氧 化 安定性 $t \geq$	抗泡沫性 每分钟不 大于 (ml)	主 要 用 途
				开 口	闭 口					
20号普通液压油	17~23	无	90	170	—	-10	60	600	20	除北方室外冬季机械外,在所有液压系统中通用,推荐广泛采用
30号普通液压油	27~33	无	90	170	—	-10	60	600	20	
40号普通液压油	37~43	无	90	170	—	-10	60	600	20	
60号普通液压油	57~63	无	90	190	—	-10		600	20	
80号普通液压油	77~83	无	90	210	—	-10		600	20	
20号耐腐液压油	17~23	无	95	170	—	-25		1000	20	用于压力较高(140 kgf/cm^2 以上)的液压系统及矿山、冶金、油田、港口等重型设备系统中
20Y号耐腐液压油	17~23	无	95	170	—	-25		1000	20	
30号耐腐液压油	27~33	无	95	170	—	-25		1000	20	
40号耐腐液压油	37~43	无	95	170	—	-25		1000	20	
40Y号耐腐液压油	37~43	无	95	170	—	-25		1000	20	
20号低凝液压油	17~23	无	130	170	—	-35		1000	20	用于寒区室外工作条件恶劣的矿山、工程机械液压系统中,可冬夏通用
30D号低凝液压油	27~33	无	130	180	—	-35		1000	20	
30号低凝液压油	27~33	无	130	180	—	-45		1000	20	
40号低凝液压油	37~43	无	130	190	—	-35		1000	20	
30号清静液压油	27~33	无	93	190	—	-10		1000	20	
30号数控液压油	17~23	无	175	170	—	-10		1000	20	
"4613" 磷酸酯 抗燃油	>15	无		210	—	-37				用于冶金等高温、易燃环境的液压系统或自动仪表系统
8号自动传动油 HG/HG8-4-74	(100°C) 7.5	无		150		-50	80		(63°C) 50/10	用于轿车或其他有液力变矩器、助力器等传动系统中
6号液力传动油	22~26V 100°C	无		180		-20			(80°C)	用于一般液力传动系统中
8号液力传动油	>7.5	无		155		-50			10/2	

注: 1. 20Y号、40Y号为适用于镀锌部件系统。

2. 水分和机械杂质均无。

3. 原上稠30-1、兰稠30-1与20号低凝液压油性质相近; 原兰稠40-1、兰稠40-2与30D号低凝液压油性质相近; 原上稠40-1相当于40号低凝液压油。

4. 普通液压油原称精密机床液压——导轨油。

5. 氧化安定性: 普通液压油指数值达到2.0mgKOH/g的时间, 其他液压油指数值达到3.0mgKOH/g的时间, 均以小时h计。

常用液压油的性质及用途(三)

表附-5-5

名称牌号	运动粘度 (mm^2/s)		水溶性 (酸或碱)	闪点 (开口) (°C)	凝点 (°C)	灰分 (%)	酸 值 (mgKOH/g)	机械 杂质 (%)	水分 (%)	主 要 用 途
	50°C	-50°C								
10号航空液压油 (SY1181-76)	≥ 10	≤ 1500	无	92	-70		0.05	无	无	具有良好的粘温性和润滑性, 适于低温工作, 广泛用于航空液压传动系统中
舵机液压油(YC-8 石油1182-85)	7~8		无	135	-40	0.005	0.05	无	无	适用于船舶舵机的液压系统

表附-5-6

常用液压油性质及用途(四)

名称牌号	运动粘度 50°C (mm ² /s)	粘度 指数	闪点(开口) (°C)	凝点 (°C)	防锈性	含水量 (%)	pH 值	自燃温度 (315°C)	乳化能力 (冷水)	主 要 用 途
油包水乳化液	47~53	140		-25	合 格	38~42		不 燃		
液压支架用乳化液	≤70		70	-5	合 格		≥7		能自乳化	矿山液压支架液压系统

表附-5-7

常用润滑油性质及用途

类 别	名 称	代 号	运 动 粘 度	运 动 粘 度	闪 点 (°C)	凝 点 (°C)	酸 值 ($\frac{\text{mgKOH}}{\text{g}}$)	残 炭	灰 分	杂 质	主 要 用 途
			50°C (mm²/s)	100°C (mm²/s)					不 大 于	不 大 于	
			(%)								
机 械 油 (GB443—84) (机油、机器油、 纺	10号机械油	HJ-10	7~13	—	165	-15	0.14	0.15	0.007	0.005	1. 纺织机 2. 1500—5000r/min的轻负荷机械。 3. 油泵给油的小型电机、鼓风机。 4. 作淬火油、淬火油和一般液压应用。
	20号机械油	HJ-20	17~23	—	170	-15	0.16	0.15	0.007	0.005	1. 中小型1500r/min左右的机床齿轮箱； 2. 滑动速度为0.5m/s的机床导轨； 3. 纺织机； 4. 5000r/min、100kW以下的电机； 5. 作淬火油用。

续表

类 别	名 称	代 号	运 动 粘 度 50°C (mm ² /s)	运 动 粘 度 100°C (mm ² /s)	闪 点 (°C)	凝 点 (°C)	酸 值 (mgKOH/g)	残 炭		主 要 用 途
								灰 分	硫 质	
					不低于	不高于	不 大 于	(%)		
机 械 油 (GB443-64) (机油、机器油、 纺 车 油)	30号机械油	HJ-30	27~33	—	180	-10	0.20	0.25	0.007	用在一般机床齿轮变速箱中小型机床导轨及100kW以上电机轴承
	40号机械油	HJ-40	37~43	—	190	-10	0.35	0.25	0.007	用在大型机床、大型刨床上
	50号机械油	HJ-50	47~53	—	200	-10	0.35	0.3	0.007	用在低速重负荷的纺织机械及重型机床、锻压、铸工设备上
	70号机械油	HJ-70	67~73	—	210	0	0.35	0.5	0.007	
	90号机械油	HJ-90	87~93	—	220	0	0.35	0.6	0.007	
高 速 机 械 油 (GB485-65) (轻质锭子油、凡 士 林 油)	5号机械油	HJ-5	4.0~5.1	—	110	-10	0.04	—	0.005	用于每分钟超过8000r的高速低负荷的车床、磨床的主轴、砂轮架等快速机构部分上润滑之用
	7号机械油	HJ-7	6.0~8.0	—	125	-10	0.04	—	0.005	用于润滑5000~8000r/min的高速轻负荷机械
汽 油 机 润 滑 油 (GB485-72、) (SY1157-65)	8号低凝汽油机润滑油	HQ-8D	≤2300 (-20°C时) ≤400 (0°C时)	7.5~8.5	140	-35	0.1	—	—	系低凝点润滑油。用于冬季在我国北方各严寒地区汽车发动机润滑
	6号低凝汽油机润滑油	HQ-6D	—	6.0~8.0	185	-30	0.15	0.20	—	
	6号汽油机润滑油	HQ-6	—	6.0~8.0	185	-20	0.15	0.2	—	用于淮河以北和新疆、青海、西藏等地区冬季汽车发动机润滑

续表

类 别	名 称	代 号	运 动 粘 度 50°C (mm ² /s)	运 动 粘 度 100°C (mm ² /s)	闪 点 (°C)	凝 点 (°C)	酸 值 ($\frac{\text{mgKOH}}{\text{g}}$)	残 炭 (%)	灰 分 (%)	杂 质	主 要 用 途
汽油机油	10号汽油机油	HQ-10	—	10~12	200	-15	0.15	0.35	未加添 加剂时 0.02	无	用于上述地区夏季及南方各个季节汽车发动机润滑
	15号汽油机油	HQ-15	—	14~16	210	-6	0.20	0.65	未加添 加剂时 0.025	无	适用于我国南方亚热带地区夏季汽车发动机的润滑, 特别是磨损较严重的汽车
饱和汽缸油 (GB448-64)	11号汽缸油	HQ-11	—	9~13	215	5	0.25	0.3	0.02	0.007	用在蒸汽压力在5个大气压、蒸汽温度在150°C以下的饱和蒸汽机上, 以及负荷大、转速低的机械上
	24号汽缸油	HQ-24	—	20~28	240	15	—	2.0	0.03	0.1	用在蒸汽压力在5~16at、蒸汽温度在150~200°C的饱和蒸汽机, 以及用饱和蒸汽驱动的蒸汽泵、蒸汽锤或重型机械的减速器等
过热汽缸油 (GB447-64)	38号汽缸油	HQ-38	—	32~44	290	10	—	2.5	0.015	无	用于过热蒸汽至300°C的活塞式蒸汽机, 在短时间温度的高峰升高至350°C时也可使用
	52号汽缸油	HQ-52	—	49~55	300	10	—	3.0	0.010	0.01	用于320~400°C的过热蒸汽机上
	62号汽缸油	HQ-62	—	58~66	315	5	—	3.0	0.010	0.02	用于400°C以上的过热蒸汽机上

续表

类 别	名 称	代 号	运 动 粘 度 50°C (mm ² /s)	运 动 粘 度 100°C (mm ² /s)	闪 点 (°C)	凝 点 (°C)	酸 值 (mgKOH/g)	残 炭		主 要 用 途
								灰 分	质 量 (%)	
压 缩 机 油 (SYB1216-66)	13号压缩机油	HS-13	—	11~14	215	—	0.15	—	0.015	用于卧式鼓风机、低压及中压 (至40at)的卧式压缩机及缸压(7~ 8at)单级立式压缩机
	19号压缩机油	HS-19	—	17~21	240	—	0.10	—	0.010	用于高压的多级压缩机
汽 轮 机 油 (SYB1201-60) (透 平 油)	22号汽轮机油	HU-22	20~23	—	180	-15	0.02	—	0.005	润滑3000r/min以上的汽轮机的 轴承
	30号汽轮机油	HU-30	28~32	—	180	-10	0.02	—	0.005	润滑2000~3000r/min的蒸汽式 水轮机的轴承
	46号汽轮机油	HU-46	44~48	—	195	-10	0.02	—	0.02	润滑2000r/min以下的蒸汽机 或水轮机的轴承
	57号汽轮机油	HU-57	55~59	—	195	0	0.05	—	0.04	冬季使用一般汽车、拖拉机和工 程机械的齿轮传动装置上
齿 轮 油 (SYB1103-62S)	20号齿轮油	HL-20	—	恩氏粘度 2.7~3.2 2.7~3.2	170	-20	—	(水分)痕量	0.05	适用于夏季一般汽车、拖拉机和 工程机械的齿轮传动装置上
	30号齿轮油	HL-30	—	恩氏粘度 4.0~4.5 4.0~4.5	180	-5	—	(水分)痕量	0.05	适用于夏季一般汽车、拖拉机和 工程机械的齿轮传动装置上
双 曲 线 齿 轮 油 (SYB1102-60S)	22号双曲线齿 轮 油	HL57- 22	—	16.1~28.4 (恩氏粘度 3.5~4.5) 3.5~4.5	—	-20	—	—	0.1	用于汽车双曲线齿轮润滑油(冬季用)
	28号双曲线齿 轮 油	HL57- 28	—	24.5~32.4 (恩氏粘度 3.5~4.5) 3.5~4.5	—	-5	—	—	0.1	用于汽车双曲线齿轮润滑油(夏季用)

注：润滑油的品种一般均按其用途命名，其中牌号中数值一般相当于50°C(或100°C)时的平均运动粘度，例如20号机械油，其50°C时的运动粘度为17~23mm²/s(平均20mm²/s)。

表附-5-8

常用润滑油的性质及用途

类别	名称	代号	外观	滴点 (°C) 不低于	针入度25°C时 (1/10mm)	皂分 (%) 不大于	水分 (%) 不大于	灰分 (%) 不大于	机械杂质 (%) 不大于	主要用途
钙基润滑油 (GB491—65, SY1409—76, SY1405—65)	1号钙基润滑油	ZG—1	从淡黄色到暗褐色	75	310~340	9~14	1.5	—	0.3	适用于低温(<55°C)、工作负荷轻和有自动给脂系统的轴承,以及汽车底盘和气温较低地区小型机械润滑
	2号钙基润滑油	ZG—2		80	265~295	12~17	2.0	—	0.4	用于中小型滚动轴承及冶金、运输、采矿、设备中温度不高于55°C的轻负荷、高速机械的摩擦部件
	3号钙基润滑油	ZG—3		85	220~250	14~20	2.5	—	0.5	用于中型马达滚动轴承,发电机及其它温度在60°C以下中等负荷、中转速的机械摩擦部件
	4号钙基润滑油	ZG—4		90	175~205	17~24	3.0	—	0.5	用于汽车、水泵的轴承、重负荷自动机械的轴承、发电机、纺织机及其它60°C以下重负荷、低速的机械上
	5号钙基润滑油	ZG—5		95	130~160	16~26	3.5	—	0.5	同上,但适用于较高温度(65°C以下)的情况
	1号合成钙基润滑油	ZG—1H	从深黄色到暗褐色	75	270~330	≥11	4	—	0.6	和ZG—1同
	2号合成钙基润滑油	ZG—2H		85	220~270	≥14	4	—	0.6	和ZG—3同
	石墨钙基润滑油	ZG—S	黑色	80	—	12±1	2	—	—	用于压延机的人字齿轮、汽车、弹簧、起重机的轮轴、矿山机械、绞车和钢丝绳等重负荷、低速的机械
钠基润滑油 (GB492—65, SYB1410—60S, SY1511—65)	2号钠基润滑油	ZG—2	从深黄色到暗褐色	140	265~295	10~18	0.4	4.0	无	用于温度不高于110°C的拖拉机、工业设备及其他机械的摩擦副的润滑(应避免水及湿气)
	3号钠基润滑油	ZG—3		140	220~250	14~22	0.4	4.5	无	可以临时制成乳化油用
	4号钠基润滑油	ZG—4		150	175~205	18~26	0.4	5.0	无	用于工作温度不超过135°C的重负荷机械的润滑

续表

类 别	名 称	代 号	外 观	滴点 (°C) 不低于	针入度25°C时 (1/10mm)	皂 分 (%) 不大于	水分 (%) 不大于	灰分 (%) 不大于	机械杂质 (%) 不大于	主 要 用 途
钠基润滑脂 (GB492—65, SYB1410—60S, SY1511—65)	1号合成钠基润滑脂	ZN-1H	暗褐色	130	225~275	—	0.5	4.0	无	用于润滑温度到100°C不与湿气或水接触的拖 拉机、汽车或其它机械设备的润滑
	2号合成钠基润滑脂	ZN-2H		150	175~225	—	0.5	4.5	无	
	4号高温润滑脂(50 号高温润滑脂)	ZN6-4	黑绿色	200	170~220	32±2	0.3	7.0	无	用于工作温度在140~160°C的高温、重负荷、 低转速的机械摩擦部位
锂基润滑脂 (SY1508—65)	2号航空润滑脂	ZL45-2	浅褐色	170	285~315	—	无	—	无	用于工作温度范围较大的滚珠轴承的润滑
	3号锂基润滑脂	ZB-3	从黄褐到 暗褐色	150	200~260	—	无	—	—	具有耐水、耐高温和耐高压的特性。用于油水 机、船舶推进器的润滑
	2号多效密封润滑脂	ZB10-2	黄到暗褐 色均质 软膏	135	200~260	—	痕迹	—	0.2	用于密封乙醇、甘油、水和空气导管的结 合处的密封帽、螺纹和开关等部位以及润滑变速 器的轴承
钙—钠基润滑脂 (SYB1403—59, GB493—65)	1号钙—钠基润滑脂	ZCN-1	从黄色到 深棕色	120	250~290	—	0.7	—	—	又名轴承润滑脂,具有耐烧、耐水。上限工作 温度可达80~100°C,用于铁路机车、列车、小 电动机、发电机的滚动轴承以及其它高温轴承的 润滑
	2号钙—钠基润滑脂	ZCN-2	深棕色	135	200~240	—	0.7	—	—	
	1号复合钙基润滑脂	ZFG-1	淡黄色到 暗褐色	180	310~340	—	痕迹	—	—	又名高温润滑脂。耐温性高,是目前唯一能在 150~200°C高温下使用的高熔点通用润滑脂,同 时具有较好的抗温性,故适用高温及潮湿条件下 工作的摩擦部位的润滑
	2号复合钙基润滑脂	ZFG-2	淡黄色到 暗褐色	200	265~295	—	痕迹	—	—	
复合钙基润滑脂 (SY1407—75)	3号复合钙基润滑脂	ZFG-3	暗褐色	220	220~250	—	痕迹	—	—	
	4号复合钙基润滑脂	ZFG-4	暗褐色	240	175~205	—	痕迹	—	—	
钙基润滑脂 (SY1507—65, SY1513—65, SY1506—65)	石墨钙基润滑脂	ZJ-S	无颗粒和 杂质的均 匀油状软 膏	—	—	胶体石墨 5%	无	—	—	用于在不确定温度下工作的钢管的结合面及操纵 系统钢丝绳的润滑和保护

续表

类 别	名 称	代 号	外 观	滴点 (°C) 不低于	针入度25°C时 (1/10mm)	皂 分 (%) 不大于	水分 (%) 不大于	灰分 (%) 不大于	机械杂质 (%) 不大于	主 要 用 途
烷基润滑油 (SY1507—65, SY1513—65, SY1506—65)	4号石墨基润滑油	ZJ-4S	黑灰色	55	160~200	鳞片石墨 15±1	无	—	—	又名黑毡脂, 用于重负荷摩擦表面的润滑
	3号仪表润滑油	ZJ53-3	凡士林状	60	230~260	提纯地蜡 25±2	无	—	无	用于润滑-60~55°C温度范围内工作的仪器
	3号内管润滑油	ZN46 —3	灰黑色	150	220~270	19±2	无	—	—	用于润滑在操作过程中间断发热的高温钢管及机械螺纹的接触表面
其他润滑油 (SY1516—65, SY1514—65, SY1515—65)	滚珠轴承润滑油	—	从黄色到深褐色	120	250~290 (-40°C≥30)	—	0.75	—	无	用于机车、货车的导杆滚珠轴承, 汽车等的高温摩擦交点和电动机滚珠轴承的润滑

表 附-5-9

二硫化钼润滑油的主要性能和用途(本溪牛心台化工厂)

名 称	代 号	外 观	滴点 (°C) 不低于	针入度 25°C时 (1/10mm)	腐 蚀 (100°C 3小时黄铜片)	游 离 碱			主 要 用 途
						(mmKOH/g)	游 离 碱	水 分	
MoS ₂ 复 合 钙 基 润 滑 脂	1号	灰 色 软 膏	230	260~300	合 格	0.4	0.2	0.1	适用于线速度在15m/s, 温度140°C以下的高速滚动轴承上。如高速丝杠螺母机、扳牙车床、高速内圆磨床、20000r/min的电机轴、外圆磨床、万能工具磨床等
	2号		240	150~220	合 格	0.4	0.2	0.1	具有很高的耐温性和抗压性, 适用于80~180°C温度下的高温重负荷滚动轴承。如离心压缩机、锅炉热风机、煤粉吹入机、回转窑托轮轴承及送料机、高温轴流压缩机、炼钢炉的圆盘机、输送钢管的高温轴流、轴承以及鼓风机的滚动轴承等
	3号		220	240~280	合 格	0.4	0.2	0.1	适用于40~140°C, 15000r/min以下, 负荷4000kg/cm ² 以下的大中型滚动轴承润滑。如大型电动机、发电机、大型柴油主机、1250吨压力机飞轮轴、大型吊车轮轴、高压鼓风机减速机及空压机轴承等重型机电设备滚动轴承润滑

续表

名 称	代 号	外 观	滴 点 (°C) 不低于	针 入 度 25°C60次 (1/10mm)	腐 蚀 100°C (3小时黄铜片)	游 离 碱			主 要 用 途
						(mmKOH/g)	游 离 碱	水 分	
							(%)	(%)	
不大于									
MoS ₂ 复合 钙基 润滑 脂	4号	灰 色 软 膏	210	290~330	合 格	0.4	0.2	0.1	适用于20~80°C、3000r/min常见的小型机电设 备的滚动轴承。如鼓风机、水泵、小型压缩机、汽 车、电车等的滚动轴承润滑,也适用于含柴油不加油的 轴瓦及间隙0.5mm以上的重负荷设备(如塑料薄膜压 延机、破碎机等)轴瓦润滑

表附-5-10

二硫化钼油剂的主要性能和用途(本溪牛心台化工厂)

名 称	代 号	成 份		沉降率 250°C 24小时 (%) 不大于	腐 蚀 (100°C 3小时 黄铜片)	酸 值 (mmKOH/g) 不 大 于	水 分	主 要 用 途
		MoS ₂ 粉 (%)	润滑油其余 (%)					
MoS ₂	10~25	25	40号 机械油 (HJ-40)	5	合格	0.35	痕迹	可用20~50号的含有机钼油稀释到含MoS ₂ 0.5~1.5%作为金属切削冷却润 滑用, 或具有循环润滑系统的齿轮箱、油池、油杯等润滑点润滑
	10~20	20	10号 汽缸机 润滑油 (HQ-10)	5	合格	0.25	痕迹	可用8, 11, 14号柴油机油稀释到含0.5~1.5%二硫化钼的油剂, 做为高速 柴油发动机润滑油用
	52~30	30	52号 汽缸油 (HQ-52)	4	合格	—	痕迹	用52号汽缸油稀释到含MoS ₂ 3~4%之后, 作大型塑料压延机、水泥窑托轮 及共高温摩擦部分的润滑油, 也用于重型机械减速机、低速重负荷齿轮箱及过 热蒸汽机的润滑
油 剂	11~20	20	11号 汽缸油 (HQ-11)	5	合格	—	痕迹	用11号汽缸油稀释到含MoS ₂ 0.5~1.5%, 作高速柴油机油润滑
	38~30	30	38号 汽缸油 (HQ-38)	5	合格	—	痕迹	用38号汽缸油稀释到 MoS ₂ 3~4%, 作重型机械减速机、中负荷齿轮箱及320°C 以下的过热蒸汽机的润滑油
	28~20	20	28号 轧钢机油 (HJ3-28)	4	合格	—	痕迹	用28号轧钢机油稀释到含MoS ₂ 2~3%, 作单机或集中润滑系统润滑油, 适 用于轧钢机设备润滑

附录6 国内部分客、货运索道技术性能及索道电算程序目录

编写单位 北京有色冶金设计研究总院

编写人 佟通曾

电 算 程 序 目 录

表附-6-1

序号	程序名称	语 言	功 能 (句数)	机 型	编制单位
1	《D808》单线索道线路通用计算程序	FORTRAN	1. 用于单线循环式或往复式客、货运索道线路计算。 2. 可按给定使用条件和给定支架位置自动调整支架高度。 3. 既能计算托索支架亦可计算压索支架。 4. 句数476。	IBM-PC/XT	昆明有色冶金设计研究院。
2	《S808》双线索道线路通用计算程序	FORTRAN	1. 用于双线循环式或往复式客、货运索道线路计算。 2. 每个拉紧区段能算25个支架, 可连续运算50个拉紧区段共1250个支架, 约100km长的索道线路。 3. 既可从拉紧端开始计算亦可从锚固端开始计算。 4. 句数488。	IBM-PC/XT	昆明有色冶金设计研究院。
3	《D821》单线索道线路优化设计程序	FORTRAN	1. 用于单线循环式客、货运索道线路支架配置优化设计。 2. 可按给定基本参数和纵断面图应用动态规划法以支架总高度最小为目标函数, 采取20种配置方案, 每种方案有25个决策途径, 最终设计出最佳支架配置方案。 3. 可按给定界限尺寸和不利地质条件, 自动跨越索道线路上下障碍物、自动避开不利地段和自动搜索支架的合理配置点。 4. 总支架数可自动确定, 亦可人为给定。 5. 线路设备可用机械部产品, 亦可用自行设计产品。 6. 句数1544。	IBM-PC/XT	昆明有色冶金设计研究院。
4	架空索道线路侧型优化计算程序	ALGOL-60	按照线路设计约束条件, 计算最小支架高度。 (500句左右)	DJS-21	长沙有色冶金设计研究院
5	吊椅索道参数计算及设备选择通用程序	BASIC	适用于各种侧型和各种配置形式的吊椅索道的参数计算和设备选型。确定合理的运行参数。确定牵引索、拉紧索直径。确定各种运行状态的驱动功率。共202句	PC-1500	北京有色冶金设计研究总院
6	吊椅索道线路支架配置通用计算程序	BASIC	1. 配置线路支架。 2. 选择托、压索轮 3. 输出施工图所需的一切参数 4. 共300句左右	PC-1500	北京有色冶金设计研究总院
7	单线货运索道线路设计计算程序	ALGOL	1. 按安全可靠要求自动调整架高。 2. 按通过界限尺寸要求自动调整架高。 3. 用时进行多方案计算。 4. 共410句。	DJS-21	南昌有色冶金设计研究院

国内部分双线循环式货

序号	索道名称	线路 平距 (m)	线路 高差 (m)	运输 能力 (t/h)	工作制度 (班×小时)	货 车		物 料			发车 间隔 时间 (s)	牵引 速度 (m/s)
						容积 (m³)	质量 (kg)	种类	块度 (mm)	松散 密度 (t/m³)		
1	酒泉石灰石矿	11700	1088	186	3×6	1.0	571	石灰石	75	1.63	30	2.8
2	渡口水泥厂	1068	169	91	2×7.5	0.63	493	石灰石	25	1.50	36.7	2.0
3	渡口太平场煤矿	5400	-39	196	2×7	1.5	730	煤	300	0.9	25	2.5
4	渡口宝顶1、2号	2862	310	120	2×7	1.5	682	煤	300	0.9	37	2.5
5	渡口花山矿	738	-24	159	2×7	1.5	682	煤	300	0.9	30	2.5
6	渡口石灰石矿	1607	195	157	3×6.5	0.8	513	石灰石	120	1.7	31	2.0
7	四川泸沽铁矿	4354	517	171	3×6.5	0.5	547	铁矿	250	2.63	28.0	2.67
8	西华山1号	4457	38	130	3×7	0.8	540	钨矿	130	1.8	40	2.67
9	归美山2号	3015	-45	148	2×8	0.8	540	钨矿	150	1.7	35.6	1.6
10	杨家杖子1、2号	1639	39	210	3×7	0.8	575	钼矿	200	1.9	31.5	2.5
11	杨家杖子3号	3786 3436	-109 58	173	3×6.5	0.8	575	钼矿	200	1.9	37.5	2.5
12	耀县水泥厂	9546	239	200	3×7	1.0	570	石灰石	30	1.45	24.9	2.8
13	永登水泥厂	1930	58	200	3×7	0.88	600	石灰石	—	1.6	23.5	1.8
14	韶关凡口铅锌矿	1425	55	236	3×6.5	0.8	554	铅锌矿	180	2.5	38	2.6
15	陕西焦坪煤矿	4337	-75	174	3×7	1.25	600	煤	300	0.84	24.3	2.5
16	本溪水泥厂	8833	70	118	3×6.5	0.8	540	石灰石	15	1.4	34.2	2.5
17	云锡老屯选厂	15726	886	92	3×6.5	0.40	350	锡矿	50	1.3	25	3.15
18	阿城糖厂	760	—	42	3×8	1.0	358	糖渣	50	0.7	60	0.7
19	昆钢上厂铁矿	24427	354	118	2×7	0.63	530	铁矿	30	1.9	37.4	2.5
20	云锡松官选厂	4880	331	190	3×6.5	0.5	425	锡矿	120	—	23	3.0
21	华莹山李子垭煤矿	3600	214	118	2×7	1.25	634	煤	300	1.0	34.3	2.8
22	贵州长冲河铝土矿	6163	68	172	3×7	0.8	530	铝矿	150	1.64	27.5	2.80
23	白银铁匠石选矿厂	3600	44.6	171	2×7	0.63	540	铅锌矿	210	2.1	31.2	2.5
24	萍乡煤矿	2740	-16	128	3×7.5	0.85	700	煤	200	0.8	22.5	2.5
25	房山磁家坞煤矿	700 10000	—	69	2×8	0.7	140	矸石	—	0.9	30	2.5
26	大宝山1、2号索道	3441	345	159	3×7	0.8	530	铁矿	50	1.77	32.2	2.63
27	长沟峪煤矿	3635	130	71.5	3×7	0.5	270	煤	200	1.0	40	2.5
28	贵州铝厂小山坝	10386	268	126	3×7	0.8	580	粘土	300	1.8	29	2.5
29	麦太石灰石矿	7613.8	351.35	225	2×6.5	1.0	650	石灰石	0~150	1.6	25.5	2.5
30	渡口小宝顶煤矿	1775	-132	118	2×7	1.25	634	煤	300	1.0	34.3	2.5
31	华莹山绿水洞煤矿	7545	-229	157	2×7	1.6	633	煤	300	1.0	36.7	2.5
32	易门狮子山铜矿	1739	16	142	2×7	0.8	530	铜矿	150	1.62	32.8	1.53
33	云锡黄茅山选厂	867	91	70	3×6.5	0.42	350	锡矿	50	1.3	24.3	2.16
34	云锡马拉哥矿	2370	576	80	3×6.5	0.50	—	锡矿	50	1.3	25	2.16
35	云锡老厂锡矿	870	10	90	3×6.5	0.58	—	锡矿	50	1.3	25	2.16
36	渡口巴关河洗煤厂	1520	203	251	2×7	1.0	554	矸石	30	1.6	22.9	2.16
37	山西阳泉三矿	992	165	198	3×6.5	0.8	530	矸石	180	1.6	23.2	2.0
38	孝义铝矿	6077	134	156	2×7	0.8	530	铝土	0~25	1.67	28	2.61
39	西华山钨矿2*	250	68	37	2×8	0.8	540	废石	130	1.3	120	1.25
40	江西大吉山钨矿	568	-157	79	3×7	0.8	540	废石	150	—	64	1.25
41	江西归美山钨矿1*	250	68	14.7	3×7	0.8	540	废石	130	1.7	32.8	1.25
42	龙泉采石场	180	9	24	3×7	0.5	270	石灰石	200	1.6	60	2

注：电机功率标有“—”号者系制动运行。

运索道技术性能表

表附-6-2

钢丝绳规格(mm)			传动 区段	拉紧 区段	电机功率 (kW)	中间 站数	建成 年份	设计单位	备 注
承 载 索		牵引索							
重车侧	空车侧								
φ51	φ30.5	φ30	5	7	-140×4 -88	4	1971	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	水平牵引型 两条平行。
φ45	φ30.5	φ23.5	1	1	-55	—	1968	北京有色冶金设计研究总院	
φ47	φ35.5	φ24.5	2	4	130	2	1970	渡口联合设计组	
φ45	φ32	φ28	1	2	-130	—	1971	渡口联合设计组	
φ47	φ35.5	φ24.5	1	1	-110	—	1970	渡口联合设计组	水平牵引型 两条平行。苏联设备 苏联设备 回运水130t/d 民主德国设备
φ45	φ30.5	φ28	1	1	100	—	1971	长沙黑色冶金矿山设计研究院	
φ50	φ32	φ28	2	4	-95	2	1970	长沙黑色冶金矿山设计研究院	
φ42.5	φ30.5	φ26	1	4	-155	—	1959	北京有色冶金设计研究总院	
φ42.5	φ32	φ20	1	4	120	—	1960	长沙有色冶金设计研究院	苏联设备 苏联设备 两条平行。苏联设备 苏联设备 回运水130t/d 民主德国设备
φ47	φ30.5	φ26	1	1	-20	—	1959	北京有色冶金设计研究总院	
φ45	φ30.5	φ28	2	9	75	2	1959	北京有色冶金设计研究总院	
φ48	φ32	φ29	1	3	125	—	1960	北京有色冶金设计研究总院	
φ46	φ30.5	φ20	1	2	-85	—	1957	民主德国	民主德国设备 轨距2.5m
φ47	φ32	φ25	1	1	-150	1	1971	长沙有色冶金设计研究院	
φ47	φ38	φ28	1	5	95	—	1961	西安煤矿设计研究院	
φ42.5	φ30.5	φ22.5	1	4	130	—	—	华东水泥设计研究院	
φ42.5	φ38	φ22.5	4	12	75	8	1953	云南锡业公司	轨距2.5m 轨距2.5m
φ39	φ34	φ17.5	1	1	40	—	—	—	
φ42.5	φ30.5	φ26.5	4	19	40	4	1970	昆明有色冶金设计研究院	
φ42.5	φ30.5	φ24.5	1	3	95×4	—	—	昆明有色冶金设计研究院	
φ45	φ32	φ24.5	1	2	-80	1	1978	重庆煤矿设计研究院	两条平行。
φ40.5	φ30.5	φ28	1	5	-90	—	1979	南昌有色冶金设计研究院	
φ46.5	φ32	φ24	1	3	95	2	1976	兰州有色冶金设计研究院	
φ38	φ38	φ22	1	2	55	1	—	—	
φ36	φ23	φ18	2	7	110	—	—	磁家坞煤矿自建	两条平行。
φ50	φ32	φ32.0	1	3	185	—	1974	长沙黑色冶金矿山设计研究院	
φ38.5	φ35.5	φ18.5	1	3	-185	—	1960	长沟峪矿自建	
φ45	φ30.5	φ28	2	8	95	2	1975	贵阳铝镁设计研究院	
φ50	φ34	φ32	2	7	210×2	2	1976	北京有色冶金设计研究总院	自动迂回卸载 螺旋抱索器 螺旋抱索器 螺旋抱索器 堆货索道 堆货索道
φ45	φ35.5	φ24.5	1	2	-115	1	1980	重庆煤矿设计研究院	
φ47	φ38.5	φ28	2	5	155	4	1982	重庆煤矿设计研究院	
φ45	φ34	φ21	1	1	-155	—	1976	昆明有色冶金设计研究院	
φ35	φ30	φ18.5	1	1	40	—	1954	云南锡业公司	螺旋抱索器 螺旋抱索器 螺旋抱索器 堆货索道 堆货索道
φ42.5	φ38	φ22.5	1	1	40	1	1955	云南锡业公司	
φ42.5	φ38	φ22.5	1	1	40	—	1983	云南锡业公司	
φ47	φ38.5	φ28	2	2	155	1	1986	重庆煤矿设计研究院	
φ51	φ38.5	φ28	2	1	155	1	1982	长沙有色冶金设计研究院	堆货索道、苏联设备 堆货索道、苏联设备 堆货索道、苏联设备 承载索两端锚固
φ50	φ36	φ30	1	4	180	—	1986	沈阳铝镁设计研究院	
—	—	φ20	1	—	160	—	1959	北京有色冶金设计研究总院	
φ38.5	φ30.5	φ22.5	1	—	40	—	1960	长沙有色冶金设计研究院	
—	—	—	1	—	10	—	1960	长沙有色冶金设计研究院	堆货索道、苏联设备 堆货索道、苏联设备
φ38	φ30.5	φ13	1	1	8	—	1960	龙泉露采矿场	

国内部分单线循环式

序号	索 道 名 称	线路平距 (m)	线路 高差 (m)	运输 能力 (t/h)	工作制度 (班×小时)	货 丰		物 料		
						容 积 (m ³)	质 量 (kg)	种 类	块 度 (mm)	松 散 密 度 (t/m ³)
1	山西二峰山铁矿	6291	310	86	3×7	0.25	189	铁 矿	150	2.8
2	吉林盘石铁矿	6425	14	66	3×7	0.4	182	铁 矿	150	1.8
3	陕西秦岭金矿	10274	1012	20	2×7	0.2	143	金 矿	100	1.8
4	太钢东山石灰石矿	3963	111	120	3×6.5	0.5	287	石灰石	200	1.56
5	广西南丹大厂铁矿1°索道	5330	330	150	3×7	0.32	185	铁 矿	20	2.2
6	广西南丹大厂铁矿2°索道	5330	322	150	3×7	0.4	200	铁 矿	20	2.2
7	瑶岗仙钨矿1°索道	1823	412	24	3×7	0.2	100	钨 矿	75	1.7
8	瑶岗仙钨矿2°索道	1578	45	14	3×7	0.2	100	钨 矿	75	1.7
9	广东石人峰钨矿	1316	207	24	3×6.5	0.17	100	钨 矿	100	1.76
10	河南宝丰钨矿	2757	228	22	2×7	0.2	147	钨矿	70	1.7
11	湖南湘东钨矿	649	233	23	2×6.5	0.2	140	钨 矿	100	1.8
12	山西桐木沟铜矿	2850	58	42	3×7	0.25	153	铜 矿	120	1.7
13	福建潘田铁矿	5096	-328	105	3×7	0.48	220	铁 矿	120	1.8
14	江西铜厂铜矿	2357	44	45	3×6.5	0.25	170	铜 矿	25~100	1.6
15	江西七宝山铁矿	1600	-112	64	2×7	0.32	180	铁 矿	120	2
16	福建小华煤矿	3077	-9	20	2×6.5	0.26	140	煤 矿	250	1.3
17	新疆莫托沙拉铁矿	20312	1591	61	3×6.5	0.2	147	铁 矿	80	2.88
18	华铜铜矿1°索道	1209	18	47	3×7	0.25	160	铜 矿	100	1.9
19	黑山沟铁矿	6074	239	80	3×6.5	0.32	—	铁 矿	150	2.2
20	华铜铜矿2°索道	14216	114	12	3×7	0.125	65	铁矿粉	—	1.0
21	平谷县庄金矿	7351	567	4	2×7	0.1	50	金 矿	200	2.4
22	重庆歌乐山1°、2°索道	2007	239	115	2×7	0.4	210	石灰石	75	1.5
23	四川彭县铜矿	6127	502	35	2×8	0.25	153	铜 矿	100	1.8
24	贵定石灰石矿	2278	189	46	2×6.5	0.25	153	石灰石	90	1.5
25	红透山铜矿	1000	-15	160	3×7	0.4	250	铜 矿		2.0
26	英德硫铁矿1°、2°	943	5.1	63	2×7.5	0.2	120	硫铁矿	400	2.8
27	会泽铅锌矿	9539	221	85	3×7	0.45	236	铅锌矿	300	1.72
28	云南墨土铜矿	8836	755	40	2×7	0.35	170	铜 矿	150	1.75
29	云南七步郎铜矿	3439	656	55	3×7	0.35	170	铜 矿	150	1.75
30	云南狮子山铜矿	2177	91	128	3×6.5	0.5	212	铜 矿	150	1.7
31	云南马柱铜矿	2718	711	117	3×6	0.4	198	铜 矿	150	1.75
32	个旧马鹿塘锡矿	11020	639	79	2×7	0.32	185	锡 矿	150	2.2
33	四川会理锌矿	14500	654	64	3×6	0.32	200	铅锌矿	145	1.76

货运索道技术性能表

表附-6-3

发车间隔时间 (s)	牵引速度 (m/s)	牵引索规格	拉紧重锤 (t)	传动段数	电机功率 (kW)	中间站数	建成年份	设计单位	备注
27	2.5	6×7φ34.5	14	1	-55	—	1968	北京有色冶金设计研究总院	迂回仓装载
39	2.5	6×7φ34.5	绞车	1	130	—	1976	北京有色冶金设计研究总院	鼓式抱索器
65	2.0	6×7φ30	14	2	-28×2	2	1979	北京有色冶金设计研究总院	
22.5	2.5	6×7φ36.5	20	1	75	—	1970	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
17.5	2.5	6×7φ36.5	18	1	-115	1	1979	长沙有色冶金设计研究院	
17.5	2.5	6×7φ36.5	18	1	-115	1	1986	长沙有色冶金设计研究院	
40	2.0	6×7φ30	10	1	22	—	1955	长沙有色冶金设计研究院	
70	2.5	6×7φ30	18	1	55	—	1965	瑶岗仙钨矿自行设计	
44	1.5	6×7φ28	8	1	28	—	1958	长沙有色冶金设计研究院	
47	2.0	6X(19)φ26.5	8	1	28	—	1972	长沙有色冶金设计研究院	
40	2.13	6×7+1φ22	6	1	25	—	1959	长沙有色冶金设计研究院	
36	2.5	6X(19)φ29	14	1	75	—	1964改造	北京有色冶金设计研究总院	
24	2.5	6X(19)φ32.5	18	2	70	2	1970	南昌有色冶金设计研究院	一台驱动机传动两股
32	2.5	6×7φ28	13	1	65	—	1982改造	北京有色冶金设计研究总院	
34	2.5	6×7φ30	18	1	40	—	1971	南昌有色冶金设计研究院	鼓式抱索器
54	2.0	6×7φ26	12	1	28	—	1986	南昌有色冶金设计研究院	
33	2.3	6×7φ32	绞车	4	75	5	1975	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
38.2	1.8	6×7φ28	固定	1	40	—	1958	华钢矿自行设计	
36	2.5	6×7φ34.5	绞车	1	75×4	2	1980	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
38	1.8	6×7φ28	固定	2	75×2	2	—	解放前设计	
90	2.0	6×7φ18.5	5	1	40	1	1962	北京有色冶金设计研究总院	
18	3.14	6×7φ32	—	1	-75	—	1962	北京有色冶金设计研究总院	两条平行
53	2.5	6X(19)φ30	—	2	-40×2	1	1959	北京有色冶金设计研究总院	
32	2.5	6×7φ28	10	1	-28	—	—	—	
17	1.9	6×7φ36.5	固定	1	40	—	1959	红透山矿自建	
32	3.3	6×7φ32	—	1	28	—	1956	北京有色冶金设计研究总院	2°索道矿山自建
32.4	2.18	6×7φ32	20	2	80×2	1	1970	昆明有色冶金设计研究院	
56	2.5	6×7φ32	24	1	-95	1	1965	昆明有色冶金设计研究院	
40	2.5	6×7φ34.5	28	1	-95	2	1969	昆明有色冶金设计研究院	
24	2.5	6×7φ34.5	24	1	-75	—	—	昆明有色冶金设计研究院	
20	2.5	6×7φ36.5	18	2	155×2	1	1975	昆明有色冶金设计研究院	
32.6	2.62	6×7φ34.5	19	2	95×2	3	1982	昆明有色冶金设计研究院	采用振动计重装置
32	2.5	6×7φ36.5	26	2	112 160	3	1987	昆明有色冶金设计研究院	用弹簧抱索器, 监控及振动荷载

序号	索 道 名 称	线路平距 (m)	线路 高差 (m)	运输 能力 (t/h)	工作制度 (班×小时)	货 车		物 料		
						容积 (m³)	质量 (kg)	种 类	块度 (mm)	松散密度 (t/m³)
34	四川达县柏林煤矿	9500	4	55	2×7	0.5	212	煤 矿	300	0.9
35	四川达县白腊坪煤矿	5600	17	39	2×7	0.5	212	煤 矿	300	0.9
36	四川金鸡岩选煤厂	1829	3	80	2×7	0.5	212	矸 石	0~30	1.6
37	四川6015水泥厂	2035	-162	79	2×7	0.5	212	石灰石	0~30	1.45
38	甘肃张家川钢铁厂	4160	271	44	1×7	0.32	185	铁精粉	粉 状	2.5
39	陕西八一铜矿	3300	264	39	3×7	0.2	140	铜 矿	100	3
40	陕西上店粘土矿	10500	340	69	3×7	0.4	220	粘土矿	180	1.6
41	河北井陘煤矿	1960	18	46	—	0.3	—	煤	—	—
42	下花园煤矿	7400	—	—	—	0.25	—	煤	200	0.9
43	兼江大罗坝铁矿	14439	645	60	3×6.5	0.25	171	铁 矿	150	2.4
44	岫岩铅锌矿	13578	139	64.5	—	0.25	135	铅锌矿	—	1.8
45	青城子铅矿	3593	65	31	3×6	0.2	300	铅 矿	200	2.0
46	同兴煤矿	1905	345	57	3×7	0.55	220	煤	—	1.0
47	甘肃武山水泥厂	9300	492	100	2×7	0.5	212	石灰石	50	1.6
48	四川渠江水泥厂	2200	74	102	2×7.5	0.5	212	石灰石	50	1.7
49	马头发电厂	1200	30	100	3×5	0.5	238	煤	50	1.0
50	浙江771矿	11766	154	22	2×7.5	0.25	220	矿 石	300	1.56
51	盘古山钨矿	2098	294	43	3×7	0.25	140	钨 矿	—	1.8
52	湖北新冶铜矿	1159	120	55	2×7	0.25	126	铜 矿	60	1.6
53	东川矿务局汤丹矿	2718	711	118	—	—	—	—	—	—

注：1.电动机功率标有“—”号者系制动运行；2.牵引索规格中φ单位为mm。

国内部分双线往复式

序号	索 道 名 称	线路平距 (m)	线路 高差 (m)	运输 能力 (t/h)	工作制度 (班×小时)	货 车		物 料		
						容积 (m³)	质量 (kg)	种 类	块度 (mm)	松散密度 (t/m³)
1	四川石棉矿	500	197	40	2×6.5	0.6	80	石棉矿	200	1.7
2	大森园楼	625	43.4	—	—	0.6	—	石 头	—	—
3	哈尔滨电厂	150	5	27	3×4	1.0	600	炉 渣	200	0.9
4	会东铅锌矿	812	212	43	2×7	1.0	344	铅锌矿	350	1.8
5	东川烂泥坪矿	648	358	31	2×7	1.5	611	铜 矿	400	1.59
6	四川渠江水泥厂	294	22	18	—	—	—	—	—	—
7	浙江锦里铜矿	250	60	20	2×8	0.29	130	铜 矿	600	1.7
8	37031部队	1238	500	15	—	—	—	—	—	—
9	云锡老阴山	466.24	336.34	34	3×7	0.4	350	锡 矿	—	1.5

续表

发车间隔时间 (s)	牵引速度 (m/s)	牵引索规格	拉紧重锤 (t)	传动段数	电机功率 (kW)	中间站数	建成年份	设计单位	备注
29.5	2.5	6×7φ32	7	1	155	1	1975	重庆煤矿设计研究院	鞍式抱索器
41.2	2.5	6×7φ30	6.5	1	95	1	1975	重庆煤矿设计研究院	
36	2.5	6×7φ34.5	9	1	115	1	1986	重庆煤矿设计研究院	
33.2	2.5	6×7φ32	9	1	55	1	1978	重庆煤矿设计研究院	
65	2.5	6×7φ32	18	1	95	—	—	—	
50	2.0	6×7φ32	14	1	—45	—	1971	兰州有色冶金设计研究院	
30	2.5	6×7φ32	18	2	—95×2	1	1972	兰州有色冶金设计研究院	
24	1.5	—	—	1	50× 0.735	—	—	—	
30	1.3	6×7φ28	—	2	75×2	1	—	建于解放前	
39.5	2.5	6×7φ32	16	2	80×2	1	1967	长沙黑色冶金矿山设计研究院	
—	1.41	6×7φ28	—	3	150×3 ×0.735	2	—	—	
45	2.0	6×7φ29	8	1	70	1	—	—	
34	2.5	6X(19)φ31	13	1	75	—	1981	重庆黑色冶金设计院	
28	2.5	6×7φ34.5	—	2	—115×2	3	1981	四川水泥工业设计院	
28	2.5	—	25	1	75	—	1983	四川水泥工业设计院	
18	2.5	6×7φ32	17.8	1	75	—	—	—	两条平行
60	2.0	6×7+1φ30	30	2	95	2	1969	北京有色冶金设计研究总院	
37.5	2.65	6×7φ30	—	1	28	—	1955	北京有色冶金设计研究总院	
32.15	2.0	6X(19)φ33	—	1	28	—	1956	北京有色冶金设计研究总院	
—	2.5	—	—	2	155×2	1	1976	昆明有色冶金设计研究院	

货运索道技术性能表

表附-6-4

发车间隔时间 (s)	牵引速度 (m/s)	钢丝绳规格(mm)			牵引索	传动区段	拉紧区段	电机功率 (kW)	中间站数	设计单位	备注
		承载索									
		重车侧	空车侧								
90	12	φ 25	φ 25	φ 12	1	1	—	—	昆明有色冶金设计研究院 昆明有色冶金设计研究院 四川水泥工业设计院 建于解放前	两条平行	
—	2	φ 28	φ 28	φ 9.4	1	1	7	—			
—	0.8	φ 38.5	φ 38.5	φ 16	1	2	20	1			
150	8.0	φ 38.5	φ 38.5	φ 17	1	1	30	—			
277	4.2	φ 47	φ 47	φ 21	1	1	97	—			
—	2.5				1	1	28	—			
—	7	φ 25	φ 25	φ 11	1	1	—	—			
—	1.8						11				
133.5	4.5	φ 35	φ 35	φ 18	1	1	—	—			

国内部分客运索

序号	索道名称	用途	类 型	单向小时 运 人 数 (人)	运行 速 度 (m/s)	线路平距 (m)	线路 高差 (m)	索距 (m)
1	杭州北高峰	旅游兼职工 上、下班	单线往复式吊舱式双钳口固 定式抱索器	120	2	607	235	3.6
2	广州白云山	旅 游	单线循环吊舱式双钳口活 动抱索器	1200	3	1672.5	200	4.5
3	渡口攀枝花公园	旅 游	单线循环吊椅式单钳口固 定式抱索器	300	1	421	94	3.2
4	昆明温泉	旅 游	单线循环吊椅式单钳口固 定式抱索器	300	1.1	628	35	3.1
5	重庆长江	交通运输	往复式双承载双牵引型	1100	10	1168	47	8
6	重庆嘉陵江	交通运输	双线往复式单牵引型	900	8	740	29.9	7
7	北京香山公园	旅 游	单线循环吊椅式单钳口固 定式抱索器	320	1.25	1273.18	431	3
8	吉林松花湖滑雪场	高山滑雪	单线循环吊椅式单钳口固 定式抱索器	120	1.6	1702	486	3
9	黑龙江双峰滑雪场	高山滑雪	单线循环拖牵式单钳口固 定抱索器	180	2.5	1019	330	2
10	甘肃403地质队	职工上、下 班	双线往复式单牵引型	—	2	1120	392	—
11	吉林通化滑雪场	高山滑雪	单线循环	—	1.3	1000	—	—
12	山西龙门山石灰石矿	职工上、下 班	往复式单承载双牵引型	270	8	1120	376	6.5
13	辽宁铁岭微波站	职工上、下 班	往复式单牵引带运动制动 索	30	1.8	630	239	—
14	河北兴隆微波站	职工上、下 班	往复式单牵引带运动制动 索	30	1.8	522	200	—
15	三明麒麟山公园	旅 游	单线循环吊椅式单钳口固 定抱索器	480	1.0	300	92.5	3
16	燕塞湖旅游区	旅 游	单线循环吊椅式单钳口固 定抱索器	600	1.0	275	15	3
17	泰山管理局	旅 游	往复式单承载双牵引型	240	7	2078	603	6
18	黄山管理局	旅 游	往复式单承载双牵引型	310	7	2693.25	772.8	6.5
19	峨眉山管理局	旅 游	往复式双承载双牵引型	480	7	1056.9	508.7	7
20	西樵山旅游区	旅 游	往复式单承载双牵引型	210	3.5	612	163	5.5

道 技 术 性 能 表

表附-6-5

线路支 架数 (个)	承载索 直径 (mm)	牵引索 直径 (mm)	客 车 或 吊具容量 (人)	电机功率(kW)		建成时间	设 计 单 位	备 注
				主机	辅 机			
4	—	φ 34.5	4	40	7	1980	昆明有色冶金设计研究院	
17	—	φ 40	6	200	65	1985	昆明有色冶金设计研究院	
5	—	φ 28.5	2	40	7.5	1986	昆明有色冶金设计研究院	
8	—	φ 30.5	2	22	—	1986	昆明有色冶金设计研究院	双电源
—	φ 54	φ 23.5	80+1	200×2	—	—	长沙有色冶金设计研究院	
—	φ 51	φ 19.5	45+1	125	28	1981	冶金部、一机部联合设计组	
20	—	φ 28.5	2	40	18	1983	鞍山黑色冶金矿山设计研究院 机械工业部起重所	
26	—	φ 21.5	1	28	—	1982	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
14	—	φ 18.5	1	28	—	1981	鞍山黑色冶金矿山设计研究院	
3	φ 21	φ 12.5	6	22	—	1980	182队甘肃七队	客货两用
12	—	φ 23.5	1	32	—	1979	通化市体委	
—	φ 50	φ 20.5	15+1	125	—	—	沈阳铝镁设计研究院	
—	φ 40.5	φ 19.5	4	28	10	1979	北京有色冶金设计研究总院	单 轨
—	φ 40.5	φ 19.5	4	40	13	1980	北京有色冶金设计研究总院	单 轨
9	—	φ 23.5	2	20	—	1983	北京有色冶金设计研究总院	
10	—	φ 23.5	2	20	—	1986	北京有色冶金设计研究总院	
2	φ 50	φ 22	30+1	130	48	1983	北京有色冶金设计研究总院	从日本引 进机电设备
5	φ 52	φ 22.4	40+1	200	80	1986	北京有色冶金设计研究总院	从日本引 进机电设备
—	φ 42	φ 22	40+1	150	45	—	北京有色冶金设计研究总院	从日本引 进机电设备
—	φ 45	φ 21.5	15+1	75	25	1986	北京有色冶金设计研究总院	

附录7 架空索道基建投资和经营费 估算例题

编写单位 北京有色冶金设计研究院

编写人 佟遇曾

1. 计算依据

索道类型: 双线循环式货运索道

物料种类: 石灰石

日运量: 3200t

松散物料密度: 1.6t/m^3

年工作制: 330d

工作班制: $2 \times 7 = 14\text{h}$

服务年限: 50年

线路长: 15km

2. 主要设备和各种钢绳规格

驱动器 单槽立式, 夹绳轮直径 $\phi 3000\text{mm}$, 功率210kW。

尾部拉紧装置: $\phi 3500\text{mm}$ 。

货车: 容积 1m^3 、货车质量为615kg。

重侧承载索: 密封钢丝绳、50-120-特-S、质量 14.95kg/m

空侧承载索: 密封钢丝绳、34-120-特-S、质量 6.3kg/m 。

牵引索: 6×7 型、 $\phi 32\text{mm}$, 质量 3.5kg/m 。

拉紧索: $6 \times 7 \times 19$ 型、 $\phi 65\text{mm}$, 质量 10.841kg/m 。

3. 工艺配置成果

根据本索道线路情况, 应分两段牵引。除装载站和卸载站外, 还有中间传动站及两座自动转角站。所有站房均采用钢筋混凝土现浇整体框架结构。自动转角站不需人值班, 作成无墙、无屋顶。

各站房面积: 装载站: 1500m^2

中间传动站: 1500m^2

卸载站: 1000m^2

自动转角站(共2座): 720m^2

装载矿仓: 2000m^3

卸载矿仓: 2000m^3

双拉紧站: 钢结构、无墙、无盖。长24m、宽4.5m、高9.6m。(共2座)

双锚固站: 钢结构、无墙、无盖。长8.5m, 宽3.5m, 高8.8m。

线路钢支架(共90个): 架高5.5m 共14个

架高9.5m 共3个

架高10m 共13个
 架高11m 共10个
 架高12m 共15个
 架高13.5m 共7个
 架高15m 共7个
 架高16m 共4个
 架高17m 共4个
 架高18m 共7个
 架高20m 共1个
 架高23.5m 共2个
 架高27m 共2个
 架高34m 共1个

4. 基建费估算

1) 直接费和间接费的估算

(1) 机械设备费

各站内所需设备总量,可按类似站房的每平方米设备占有量推算。

装载站: $1500 \times 0.05 = 75t$
 中间传动站: $1500 \times 0.05 = 75t$
 自动转角站: $720 \times 0.04 \times 2 = 57.6t$
 卸载站: $1000 \times 0.052 = 52t$
 双拉紧站: $44t$
 双锚固站: $5.6t$
 货车(共470辆): $470 \times 0.615 = 289t$
 重侧摇摆鞍座: $90 \times 0.329 = 29.61t$
 空侧摇摆鞍座: $90 \times 0.187 = 16.83t$
 线路托轮: $180 \times 0.027 = 4.86t$
 加油车: $2 \times 2.14 = 4.28t$
 站内设备备用: $11.22t$
 总量: $665t$

机械设备平均价格每吨按5500元计算:

$$A = 665 \times 5500 = 3657500 \text{元}$$

(2) 钢绳费用

重侧承载索(共16000m, 239.2t, 每吨3200元)

$$239.2 \times 3200 = 765440 \text{元}$$

空侧承载索(共16000m, 100.8t, 每吨3200元)

$$100.8 \times 3200 = 322560 \text{元}$$

牵引索(共33000m, 115.5t, 每吨2400元)

$$115.5 \times 2400 = 277200 \text{元}$$

拉紧索(共1000m, 10.841吨, 每吨3500元)

$$10.841 \times 3500 = 37944 \text{元}$$

各种钢绳费用总和: $M = 1403144 \text{元}$

(3) 土建费

装载站: (按每平方米300元计算)

$$1500 \times 300 = 450000 \text{元}$$

中间传动站：（按每平方米300元计算）

$$1500 \times 300 = 450000 \text{元}$$

自动转角站：（按每平方米200元计算）

$$720 \times 2 \times 200 = 288000 \text{元}$$

卸载站：（按每平方米300元计算）

$$1000 \times 300 = 300000 \text{元}$$

双拉紧站：（每座100000元）

$$100000 \times 2 = 200000 \text{元}$$

双锚固站：（每座50000元）

$$50000 \times 2 = 100000 \text{元}$$

钢支架：

钢支架共553t，每吨扩大指标按2800元计（包括运杂、制作、安装及基础费用摊销等）。

$$553 \times 2800 = 1548400 \text{元}$$

装载矿仓：（按每立方米350元计算）

$$2000 \times 350 = 700000 \text{元}$$

卸载矿仓：（按每立方米350元计算）

$$2000 \times 350 = 700000 \text{元}$$

土建费总和 $W = 4736400 \text{元}$

（4）电气费

通讯线路：（按每千米4000元计算）

$$15 \times 4000 = 60000 \text{元}$$

机房动力配线：（按每千瓦300元计算）

$$420 \times 300 = 126000 \text{元}$$

维修间动力配线：（按每千瓦120元计算）

$$100 \times 120 = 12000 \text{元}$$

站内外照明：（按每千瓦500元计算）

$$40 \times 500 = 20000 \text{元}$$

空压机室动力配线：（按每千瓦120元计算）

$$200 \times 120 = 24000 \text{元}$$

通讯器材：

直通专用电话8门；调度电话1门、可携式电话5门，对讲机10个，共约6000元

避雷设施：约12000元

电气设备费 $P = 260000 \text{元}$ 。

（5）场地平整及道路费用

土方费：（按每立方米0.5元计算）

$$15000 \times 0.5 = 7500 \text{元}$$

石方费：（按每立方米3.2元计算）

$$9000 \times 3.2 = 28800 \text{元}$$

简易公路：（按千米50000元计算）

$$5 \times 50000 = 250000 \text{元}$$

护坡：（按每立方米200元计算）

$$3000 \times 200 = 600000 \text{元}$$

场地平整及道路费用 $F = 886300$ 元

(6) 管路费用

风管: (按每吨4500元计算)

$$3.7 \times 4500 = 16650 \text{ 元}$$

上、下水管

$$1.344 \times 4500 = 6050 \text{ 元}$$

管路费用总和 $D = 22700$ 元

直接费和间接费总和 N_1 计算如下:

$$\begin{aligned} N_1 &= (A + M + P)(1 + K_1 + K + KR) + D(1 + K + KR) \\ &\quad + W(1 + R) + F(1 + R) \\ &= (3657500 + 1403144 + 260000)(1 + 0.1 + 0.08 + 0.08 \times 0.45) \\ &\quad + 22700(1 + 0.1 + 0.1 \times 0.45) + 4736400(1 + 0.2) + 886300(1 + 0.2) \\ &= 13243135 \text{ 元} \end{aligned}$$

2) 其它基建费 N_2 计算

按 N_1 的15%考虑:

$$N_2 = 0.15N_1 = 0.15 \times 13243135 = 1986470 \text{ 元}$$

3) 不可预见工程费 N_3 计算

可按 N_1 和 N_2 总和的25%考虑:

$$N_3 = 0.25(N_1 + N_2) = 0.25(13243135 + 1986470) = 3807401 \text{ 元}$$

4) 基建总投资 N 的计算

$$N = N_1 + N_2 + N_3 = 13243135 + 1986470 + 3807401 = 19037006 \text{ 元}$$

5) 索道每千米投资 N_4 计算

$$N_4 = \frac{19037006}{15} = 1269134 \text{ 元}$$

5. 经营费估算

1) 折旧费

机械设备费折旧

(1) 货车:

货车平均寿命按8年计算, 安装费率按0.5%考虑, 货车折旧费 Z_1 计算如下:

$$Z_1 = [(289 \times 5500)(1 + 0.1 + 0.005 + 0.005 \times 0.45)] + 8 = 219997 \text{ 元}$$

(2) 摇摆鞍座

空、重两侧摇摆鞍座平均寿命按7年考虑。安装费率按6%计算。年折旧费 Z_2 计算如下:

$$Z_2 = [(29.61 + 16.83) \times 5500 \times (1 + 0.1 + 0.06 + 0.06 \times 0.45)] + 7 = 43312 \text{ 元}$$

(3) 线路牵引索托轮

线路牵引索托轮平均寿命按2年计算, 安装费率按6%计算, 年折旧费 Z_3 计算如下:

$$Z_3 = [(4.86 \times 5500)(1 + 0.1 + 0.06 + 0.06 \times 0.45)] + 2 = 15864 \text{ 元}$$

(4) 其余设备

其余设备平均寿命按30年考虑。安装费率按6%计算, 年折旧费 Z_4 计算如下:

$$Z_4 = [(324.7 \times 5500)(1 + 0.1 + 0.06 + 0.06 \times 0.45)] + 30 = 70660 \text{ 元}$$

机械设备年折旧费合计349833元

钢绳折旧费:

(1) 承载索

承载索平均寿命按5年计算, 安装费率按7%计算, 年折旧费 Z_5 计算如下:

$$Z_5 = [(765440 + 322560)(1 + 0.1 + 0.07 + 0.07 \times 0.45)] \div 5 = 261446 \text{元}$$

(2) 牵引索

牵引索平均寿命按3年计算, 安装费率取10%, 年折旧费 Z_6 计算如下:

$$Z_6 = [277200(1 + 0.1 + 0.1 + 0.1 \times 0.45)] \div 3 = 115038 \text{元}$$

(3) 拉紧索

平均寿命按20年计算, 安装费率取7%, 年折旧费 Z_7 计算如下:

$$Z_7 = [37944(1 + 0.1 + 0.07 + 0.07 \times 0.45)] \div 20 = 2279 \text{元}$$

各种钢绳年折旧费合计378763元。

土建折旧费:

土建费用的间接费率按20%计算, 按30年折旧, 年折旧费 Z_8 按下式计算:

$$Z_8 = [4736400(1 + 0.2)] \div 30 = 189456 \text{元}$$

电气设施折旧费:

按20年折旧, 安装费率18%, 年折旧费用 Z_9 计算如下:

$$Z_9 = [260000(1 + 0.1 + 0.18 + 0.18 \times 0.45)] \div 20 = 17693 \text{元}$$

场地平整及道路等折旧费:

按30年折旧, Z_{10} 计算如下:

$$Z_{10} = [886300(1 + 0.2)] \div 30 = 35452 \text{元}$$

管路折旧费:

平均按20年折旧, 安装费率按10%计算, 年折旧费 Z_{11} 计算如下:

$$Z_{11} = [22700(1 + 0.1 + 0.1 \times 0.45)] \div 20 = 1300 \text{元}$$

其它费用折旧:

$$Z_{12} = (N_1 + N_2) \div 30 = (1986470 + 3807401) \div 30 = 193129 \text{元}$$

各项年折旧费总和 $Z = 1165626$ 元

2) 修理费

(1) 货车

货车修理费率按15%考虑:

$$C_1 = 0.15[(289 \times 5500)(1 + 0.1 + 0.005 + 0.005 \times 0.45)] = 263996 \text{元}$$

(2) 其余设备修理费

修理费率按1%考虑:

$$C_2 = [(3657500 - 1589500)(1 + 0.1 + 0.06 + 0.06 \times 0.45)] \times 0.01 = 24547 \text{元}$$

(3) 土建修理费

修理费率按1.5%考虑:

$$C_3 = [4736400(1 + 0.2)] \times 0.015 = 85255 \text{元}$$

(4) 电气设施修理费

修理费率按2%考虑:

$$C_4 = [260000(1 + 0.1 + 0.18 + 0.18 \times 0.45)] \times 0.02 = 7077 \text{元}$$

(5) 场地及道路修理费

修理费率按2%考虑:

$$C_5 = [886300(1 + 0.2)] \times 0.02 = 21271 \text{元}$$

(6) 管路修理费

修理费率按2%考虑:

$$C_6 = [22700(1 + 0.1 + 0.1 \times 0.45)] \times 0.02 = 520 \text{元}$$

各项年修理费总和 $C = 402666$ 元

3) 润滑费

(1) 重侧承载索(按每千米1年耗油450kg, 每千克2元计算)

$$E_1 = 450 \times 15 \times 2 \times 1.1 = 14850 \text{元}$$

(2) 空侧承载索(按每千米1年耗油290kg计算)

$$E_2 = 290 \times 15 \times 2 \times 1.1 = 9570 \text{元}$$

(3) 牵引索(按每千米1年耗油180kg, 每千克2.5元计算)

$$E_3 = 180 \times 30 \times 2.5 \times 1.1 = 14850 \text{元}$$

(4) 站内设备(按每个站房小时耗油0.09kg, 每年工作4620h计算)

$$E_4 = 0.09 \times 5 \times 4620 \times 2.5 \times 1.1 = 5717 \text{元}$$

(5) 货车、鞍座、托轮(按每千米小时耗油0.01kg计算)

$$E_5 = 0.01 \times 30 \times 4620 \times 2.5 \times 1.1 = 3812 \text{元}$$

年润滑费合计 $E = 48799 \text{元}$

4) 电费

每度电按0.1元计算

动力容量

$$D_1 = (210 \times 2) + 100 + 200 = 720 \text{kW}$$

室内外照明功率(按每平方米8W计算)

$$D_2 = (7000 \times 8) + 1000 = 56 \text{kW}$$

投光灯功率(按每个灯500W计算)

$$D_3 = (16 \times 500) + 1000 = 8 \text{kW}$$

$$D = [(720 \times 14) + (56 + 8) \times 7] 330 \times 0.1 = 347424 \text{元}$$

5) 人工工资

索道车间全员80人, 平均月工资100元, 全车间年工资总额 B 计算如下:

$$B = 80 \times 100 \times 12 = 96000 \text{元}$$

6) 生产管理费

全年200000元。

7) 索道年经营费 G 计算

$$G = 1165626 + 402666 + 48799 + 347424 + 96000 + 200000 \\ = 2260515 \text{元}$$

8) 每吨物料运输成本 P 计算

$$P = \frac{2260515}{3200 \times 330} = 2.14 \text{元}$$

9) 每吨·千米运输成本计算

$$R = \frac{2.14}{15} = 0.143 \text{元}$$

参 考 文 献

1. 冶金工业部,《冶金矿山安全规程(井下部分)》,1980年。
2. 冶金工业部,《冶金矿山地面窄轨铁路设计规范(试行)》,1980年。
- 3.《冶金矿山设计参考资料》编写组,《冶金矿山设计参考资料》,1974年。
4. Г. Я. 佩萨霍维奇, И. П. 勒米佐夫等著《矿井运输手册》,煤炭工业出版社,1983年。
5. 钢铁厂总图运输设计参考资料编写组,《钢铁厂总图运输设计参考资料》,人民铁道出版社,1978年。
6. 北京有色冶金设计总院、鞍山黑色金属矿山设计院合编,《金属矿山采矿设备设计》,冶金工业出版社,1977年。
- 7.《小型冶金矿山设计参考资料》编写组,《小型冶金矿山设计参考资料》,冶金工业出版社,1981年。
8. 淮南煤炭学院井巷设计编写组,《井巷设计》,煤炭工业出版社,1983年。
9. 中国矿业学院主编,《露天采矿手册》,第三册,煤炭工业出版社,1980年。
- 10.《水泥矿山设计手册》编写组,《水泥矿山设计手册》,中国建筑工业出版社,1979年。
11. 梁庆煌主编,《运输机械手册》,化学工业出版社,1982年。
12. 杨复兴编译,《胶带输送机结构、原理与计算》,煤炭工业出版社,1983年。
- 13.《国外长距离胶带输送机》,煤炭工业出版社,1978。
14. 黎佩琨主编,《矿山运输及提升》,冶金工业出版社,1984。
15. 杨复兴译,“胶带输送机的新型给料、转载装置”,《起重运输机械》1982。
16. 吴立信、靳乃瑶,“胶带输送机电气原理”,《胶带机》1985。
17. 吴锦南等译,《矿井运输手册》,煤炭工业出版社,1983。
18. 孙可文、史策昭,“胶带输送机转弯运行的设计计算”,《煤炭科学技术》,1982。
19. 鞍山钢铁公司矿山公司考察组,“美国深凹露天矿考察报告”,《国外金属矿采矿》1984年3期。
20. А. О. СПИВАКОВСКИЙ, «КАРЬЕРНЫЙ КОНВЕЙЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ», НЕДРА, 1979。
21. Б. А. СИМКИНА, «КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ НА КАРЬЕРАХ», НЕДРА, 1985。
22. Anders Berntorp, «TRACKLESS HAULAGE IN UNDERGROUND MINES», 1984。
23. Robert M. Stevens, Mine Trucks, «UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK» 1982。
24. Robert M. Stevens, Arnoldo Acuna, Load-Haul-Dump Units, «UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK», 1982。
25. Peter Willrodt, «Trackless Vehicles For Underground Mining Applications And Development Tendencies», 1978。
26. Klöckner-Humboldt-Deutz AG, «Environmental Protection by Pollution Control Technology», 1980。
27. Boliden wp-Contech AB, «General Mine Ramp Design Criteria», 1985。

28. 陈中林, 张宝中, “地下开采使用无轨设备的经验与体会”, 《有色金属》(矿山部分) 1985. 3 期。
29. 张学魁、王荣祥、任效乾, “矿用光面轮胎寿命和使用性能的研究”, 《有色金属》(矿山部分) 1985. 3 期。
30. 《煤矿矿井采设计手册》煤炭工业出版社, 1984 年 4 月。
31. 中国矿业学院, 《矿井提升设备》煤炭工业出版社, 1980 年。
32. 方海秋、刘万植 “采用重型层卸式斜坡箕斗下放运输的装卸载问题”, 《化工矿山技术》1973 年。
33. 长沙黑色冶金矿山设计研究院 “斜井(坡)箕斗提升中的制动力矩、尾绳及拉紧重锤的计算问题”, 《矿山设计通讯》, 1979 年。
34. 南昌有色冶金设计研究院, 《冶金矿山井巷参考资料》冶金工业出版社, 1979 年。
35. 化工矿山设计研究院 “关于斜井(坡)箕斗系列设计若干问题” 《化工矿山技术》, 1983 年。
36. 昆明有色冶金设计研究院洪学忠等, “斜井串车提升在甩车道处受力分析及其防止掉道的措施”, 《有色金属》, 1984 年。
37. 陈湘楚等《矿山运输与提升设备》, 煤炭工业出版社, 1982 年。
38. 北京矿业学院矿山提升运输教研组, 《矿井提升设备》, 中国工业出版社, 1961 年。
39. 亚历山大·卡尔盖, 《现代提升设备》, 煤炭工业出版社, 1982 年。
40. 美国采矿工程师协会 A·B·卡明斯, I·A·古文, 《采矿工程手册》翻译组译, 《采矿工程手册》第三分册, 冶金工业出版社出版, 1982 年。
41. 抚顺煤炭研究所、开滦煤矿编, 《矿井提升钢丝绳》, 煤炭工业出版社, 1979 年。
42. 有色冶金设计院采矿科编, 《有色金属采设计手册》, 中国工业出版社, 1964 年。
43. 《机械工程手册》第十一卷、机械产品(一), 机械工业出版社, 1982 年。
44. 刘乃锡, “提升系统的安全制动”, 《矿山机械》1981 年第 10 期。
45. 胡笃为, “双筒卷扬机单绳缠绕提升改为双绳缠绕提升的实践和探讨”, 《金属矿山》, 1985 年第四期。
46. 李祖巨, “矿山提升用钢丝绳的选择与使用”, 《金属矿山》, 1985 年第四期。
47. 郭春林、杨迪中, “通化铜矿竖井改造”, 《有色矿山》, 1982 年第三期。
48. 焦玉书, “我国大型坑内铁矿工艺设计改革之路”, 《矿山技术》, 1983 年第五期。
49. 中国科学技术情报研究所, 《国外矿井提升机》科学技术文献出版社, 1975。
50. 朱莫康, “落地式多绳轮井架设计浅谈”, 《煤炭科学实验》1984, No2。
51. 《煤炭工业设计规范》, 煤炭工业出版社, 1979。
52. 范家骏, 《矿井多绳提升选型设计》, 煤炭工业出版社, 1979。
53. 洛阳矿山机械研究所, 《机械工程手册》矿山机械篇, 机械工业出版社, 1981。
54. ХАДОЖИКОВ Р.Н. «ГОРНАЯ МЕХАНИКА» НЕДРА, 1982。
55. ГЕРШИКОВ А.К., «ШАХТНЫЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ЛЕБЕДКИ И ПОДЪЕМНЫЕ МАШИНЫ» ГОСГОРЕТХИЗДАТ, 1963。
56. 王明和, “SYD-400 型液垫式高能液压碎石器”, 《长沙矿山研究院季刊》第五卷, 第三期, 1985 年 9 月。
57. 苏少衡, “高能碎石机的研究与应用”, 《矿山机械》, 1982 年, 第 1 期。
58. 伍国楚, “地下采矿溜井卸矿站二次破碎”, 《有色金属》(矿山部分), 1986 年, 第 2 期。
59. IVOR HAWKES, “HIGH-ENERGY IMPACT HAMMERS,” «UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK» 1982。
60. E·E·BAUER, “SELECTION OF BOOM AND IMPACTOR FOR MOBILE

- GYRATORY CRUSHER”, <SME·AIME>, 1983.10.
61. P.L. 汉斯库姆, “碎石器的破岩费用”, <国外金属矿采矿>, 1985.2.
 62. <选矿设计参考资料>, 冶金工业出版社, 1972.10.
 63. FRANK W. MCQUISTON, “PRIMARY CRUSHING PLANT DESIGN”, <SME·AIME> 1978.
 64. 苏州市潭山硫铁矿, “塑料管在矿井中的应用”, <化工矿山技术>, 1972, 4.
 65. E.M. FRIZZLL, “采矿内移动式破碎机是露天开采发展的成果”, <MINING ENGINEERING> 1985.6.
 66. 刘宗林, “联邦德国大型移动破碎机”, <矿山机械>, 1986.4.
 7. <压缩空气站设计手册>编写组, <压缩空气站设计手册>, 中国建筑工业出版社, 1974年8月.
 68. <活塞式压缩机设计>编写组, <活塞式压缩机设计>, 机械工业出版社, 1974年5月.
 69. <井巷工程施工手册>编写组, <井巷工程施工手册>第八篇, 煤炭工业出版社, 1979年12月.
 70. 成心德, <矿山压气设备>, 中国工业出版社, 1961年8月.
 71. 中央气象局, <中国地面气象资料>, 中央气象局出版社, 1975年8月.
 72. 中央气象局气象科学研究所, <标准大气(30公里以下部分)GB1920—80>, 技术标准出版社, 1981年1月.
 73. 第一机械工业部, <压缩空气站设计规范(TJ29—28)>(试行), 中国建筑工业出版社, 1979年9月.
 74. 煤炭工业部, <煤炭工业设计规范>, 煤炭工业出版社, 1979年1月.
 75. 严大凡等编译, <金属管路的地下防腐>, 中国工业出版社, 1965年6月.
 76. 杨玉致, <机械噪声控制技术>, 中国工业出版社, 1983年7月.
 77. 谈庆财, <活塞式压缩机测试技术>, 机械工业出版社, 1981年1月.
 78. В.Д. ПАЛОВ, О.К. МИРОШИНЧЕНКО, “ОПЫТ СТРОИТЕЛЬСТВА И ЭКСПЛУАТАЦИИ ГИДРОИНЕВМАТИЧЕСКИХ АККУМУЛЯТОРОВ В.ФИНЛЯДИИ”, <ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ> 1982.6.
 79. <金属矿井通风防尘设计参考资料>编写组, <金属矿井通风防尘设计参考资料>, 冶金工业出版社, 1982.
 80. 卫生部及国家劳动总局 <工业企业噪声卫生标准>(试行) 1979.
 81. <离心式与轴流式通风机>编写组, <离心式与轴流式通风机>, 水利电力出版社, 1983.
 82. 智乃刚、许雅芬 <噪声与噪声控制>北京市机械工业局技术情报所, 1980.
 83. 智乃刚、萧滨诗编著, <风机噪声控制技术>, 机械工业出版社, 1985.
 84. 任文堂、祝存钦 <厂矿企业噪声和环境噪声控制>, 冶金工业出版社, 1983.
 85. <给水排水设计手册>编写组, <给水排水设计手册>第四册 <室外给水>, 中国建筑工业出版社, 1974年11月.
 86. (美) I.J. 卡拉西克等编著, <泵手册>第三分册 <泵的应用>, 机械工业出版社, 1984年9月.
 87. <给水排水设计手册>编写组, <给水排水设计手册>第八册 <材料器材>, 中国建筑工业出版社, 1975年3月.
 88. <给水排水设计手册>编写组, <给水排水设计手册>第二册 <管渠水力计算表>, 中国建筑工业出版社, 1973年5月.
 89. 华东水利学院主编, <水工设计手册>第一卷 <基础理论>, 水利电力出版社, 1983年10月.

90. 黑龙江省建筑工程学校编,《工业管道工程》(上册),中国建筑工程出版社,1984年12月。
91. 中南矿冶学院通风及安全教研组,《矿山排水与防水》,中国工业出版社,1961年7月。
92. 尔·德·舍维亚科夫 阿·恩·布列吉辛著,张岐译,金则雍校,《矿井排水》,煤炭工业出版社,1956年9月。
93. A·M·库尔干诺夫 H·Φ·菲德洛夫合著,郭连超译,徐鼎文校,《给水排水系统水力计算手册》,中国建筑工程出版社,1983年7月。
94. W·西默尔著,麦湛雄、张振华译,《塑料管在矿业中的应用》,煤炭工业出版社,1980年7月。
95. 淮南矿务局设计处,刘兴汉,“排水管路的全管焊接”,《煤矿设计》,1981年第11期。
96. 河北省煤矿设计院,王寿元,“中央水泵房双排水泵布置方式”,《煤矿设计》,1983年第4期。
97. 化工矿山设计研究院 方海秋,“井下排水泵台数的可靠性分析”,《煤矿设计》,1984年第7期。
98. 中华人民共和国国家标准GB3214—82《水泵流量的测量方法》,1982。
99. 川田裕郎、小宫勤一、山崎弘郎编著,罗素等译、王自和校,《流量测量手册》,计量出版社,1982年2月。
100. N·康索罗斯,“离心泵的选择和评价”,《世界煤炭技术》,1983年第12期。
101. 《机械设计手册》联合编写组编,《机械设计手册》,化学工业出版社,1979年10月。
102. 安徽煤矿设计院,任敏政,“主水泵房底板标高的探讨”,《煤矿设计》,1980年第6期。
103. 《环保工作者实用手册》,冶金工业出版社,1984年。
104. 《金属矿山充填采矿法设计参考资料》编写组,《金属矿山充填采矿法设计参考资料》,冶金工业出版社,1978年。
105. V.H.R.Oliver and F.M.Russell, “The Mufulira sandplant”, 《Mine Filling》, The Aus.I.M.M.1973年。
106. Joel K.Waterland, “Hydraulic Backfilling at Homestake”, 《Mine Filling》, 1973, The Aus.I.M.M.
107. G.C.Lyon, P.J.Slaughter and M.H.Kerr, “The Design and operation of the cemented hydraulic Fill Station-Mount Isa mines limited”, 《Mine Filling》1973年(The Aus.I.M.M.)。
108. M.Sallert, “Cut-and-filling minging with cemented mill tailing at Boliden Metall AB”, 《C.I.M.》, 1978年。
109. R.H.Bennett, “A review of current fill mining Practices at Eldorado Nuclear limited, Beaverlodge operation”, 《C.I.M.》, 1978年。
110. Bruce Hull, “Magma's sandfill System as employed at the Magma mine, Superior, Arizona, U.S.A.”, 《C.I.M.》, 1978年。
111. J.E.Askew, “Backfill resenrch for pillar extraction at ZCINBHC”, 《C.I.M.》1978年。
112. “Sand fill opreations improved with jel slurry System”, 《C.M.J.》, 1979, 9月。
113. George P.Lutjen, “Marconaflo-the system and the concept”, 《E/MJ》, 1970, 5。
114. TR.YU, D.B.counter, “Backfill practice and technology at kidd Creek Mines”, 《C.I.M.》1983.8。

115. E. J. 瓦斯普等:《固体物料的浆体管道输送》, 水利出版社, 1980年。
116. V. R. Cabrera, "slurry pipelines, theory, design and equipment", <World mining>, 1979, 2.
117. 国家建委散装水泥办公室:《散装水泥》, 中国建筑工业出版社, 1982年。
118. 黄标:《气力输送》, 上海科技出版社, 1984年。
119. 张质文等:《起重运输机械》, 中国铁道出版社, 1983年。
120. D. A. J. Ross-WATT, "Initial experience in the extraction of blasthole pillars between backfilled blasthole stopes" <Mining with Backfill> S. Granholm, Luleå University of technology, 1983.
121. 华绍曾等编译《实用流体阻力手册》, 国防工业出版社, 1985。
122. 刘大荣、胡文字, "矿山胶结充填新工艺——高浓度细砂管道胶结充填" <有色金属>, 1986, 3.
123. А. И. Дукельский, «Подвесные канатные дороги и кабельные краны», Издательство, Машиностроение, 1968.
124. В. И. Плавинский «Машины непрерывного транспорта», Издательство Машиностроение, 1969.
125. М. Б. Беркман и др. «Подвесные канатные дороги», Издательство Машиностроение, 1984.
126. 李世诚, "架空索道线路计算公式探讨", <有色金属设计>, 1983年, 第6期。
127. 石奉强, "双线循环式货运索道设计中的几个问题", <工程设计与研究>, 1985年, 第1期。
128. 石奉强, "大运量单线索道设计的几个问题", <起重运输机械>, 1976年, 第2、3期。
129. 杨福新, "同时传动单线索道两个区段的双槽卧式驱动机", <起重运输机械>, 1979年, 第3期。
130. 王晓光, "单线架空索道站口的合理设计", <起重运输机械>, 1983年, 第9期。
131. 郭向东, "架空索道牵引钢绳的检修", <有色金属> 1982年, 第5期。
132. <简明数学手册>, 上海教育出版社, 1977。