（1）老采空区应选用全封闭式抽放方法。

（2）现采空区可根据煤层赋存条件和巷道布置情况，采用顶（底）板钻孔法，如煤柱垂直及斜交钻孔法、插（埋）管法等抽放方法，并应采取措施，提高瓦斯抽放浓度。

（3）开采容易自燃和自燃煤层的开采区，必须经常检测抽放管路中 CO 浓度和气体温度等有关参数的变化。发现有自然发火征兆时，必须采取防止煤自燃的措施。

对于埋藏浅、瓦斯含量高的厚煤层和煤层群，有条件时可采用地面钻孔预抽开采层瓦斯、抽放卸压邻近层瓦斯或抽放采空区瓦斯的方法。对矿井瓦斯涌出来源多、分布范围广、煤层赋存条件复杂的矿井，应采用多种抽放方法相结合的综合抽放方法。煤与瓦斯突出矿井开采保护层时，必须同时抽放被保护煤层的瓦斯。

《煤矿瓦斯抽放规范》（AQ 1027—2006）7.3 对“专用瓦斯抽放巷道”作了规定；《煤矿瓦斯抽放规范》（AQ 1027—2006）7.4 对“钻场钻孔布置”作了规定；《煤矿瓦斯抽放规范》（AQ 1027—2006）7.5 对“钻孔封孔”作了规定；《防治煤与瓦斯突出规定》（2008）第一百零八条规定了煤巷掘进工作面采用抽放瓦斯或超前排放钻孔作为工作面防突措施时，应符合的要求。

7.1.3 瓦斯抽放及其管理的规定

（1）矿井瓦斯抽放工作由企业技术负责人负全面技术责任，应定期检查、平衡瓦斯抽放工作；负责组织编制、审批、实施、检查瓦斯抽放工作长远规划、年度计划和安全技术措施，保证瓦斯抽放工作的正常衔接，做到“掘、抽、采”平衡。企业行政正、副职负责落实和检查所分管范围内的有关瓦斯抽放工作；企业各职能部门负责人对本职范围内的瓦斯抽放工作负责。瓦斯抽放所需的费用、材料和设备等，必须列入企业财务、供应计划和生产计划中。煤炭企业必须配备专业技术人员，负责瓦斯抽放日常管理工作，负责总结分析瓦斯抽放效果，研究和改进抽放技术，组织新技术推广等。

（2）瓦斯抽放矿井必须建立专门的瓦斯抽放队伍，负责打钻、管路安装回收等工程的施工和瓦斯抽放参数测定等工作。

（3）瓦斯抽放矿井必须建立健全岗位责任制、钻孔钻场检查管理制度、抽放工程质量验收制度。

（4）瓦斯抽放矿井必须有下列图纸和技术资料：

① 图纸：瓦斯抽放系统图，泵站平面与管网（包括阀门、安全装备、检测仪表、放水器等）布置图，抽放钻场及钻孔布置图，泵站供电系统图。

② 记录：抽放工程和钻孔施工记录，抽放参数测定记录，泵房值班记录。

③ 报表：抽放工程年、季、月报表，抽放量年、季、月、旬报表。

④ 台账：抽放设备管理台账，抽放工程管理台账，瓦斯抽放系统或抽放参数、抽放量管理台账。

⑤ 报告：矿井和采区抽放工程设计文件及竣工报告；瓦斯抽放总结与分析报告。

（5）加强瓦斯抽放参数（抽放量、瓦斯浓度、负压、正压、大气压、温度等）的监测，发现问题及时处理。抽放量的计算用大气压为 101.325kPa、温度为 20℃的标准状态下数值。

（6）对抽放瓦斯的管理作如下规定：

①“多打孔、严封闭、综合抽”是加强瓦斯抽放工作的方向。瓦斯抽放矿井应增加瓦斯抽放钻孔量，提高瓦斯管路敷设质量，严密封孔及对多瓦斯源矿井（工作面）采用综

合抽放方法，以提高抽放效果。

② 永久抽放系统的年瓦斯抽放量应不小于1Mm³，移动泵站不小于0.1Mm³。

③ 瓦斯抽出率：

a. 预抽煤层瓦斯的矿井：矿井抽出率应不小于20%，回采工作面抽出率应不小于25%；

b. 邻近层卸压瓦斯抽放的矿井：矿井抽出率应不小于35%，回采工作面抽出率应不小于45%；

c. 采用综合抽放方法的矿井：矿井抽出率应不小于30%；

d. 煤与瓦斯突出矿井，预抽煤层瓦斯后，突出煤层的瓦斯量应小于该煤层始突深度的原始煤层瓦斯含量或将煤层瓦斯压力降到0.74MPa以下。

④ 预抽煤层瓦斯的钻孔量：

a. 当采用顺层孔抽放时，吨煤钻孔量见表5-7-2；

b. 当采用穿层钻孔抽放时，钻孔见煤点的间距可参照：容易抽放煤层为15~20m，可以抽放煤层为10~15m，较难抽放煤层为8~10m。

表5-7-2　吨煤钻孔量　　m/t

煤层类别	薄煤层	中厚煤层	厚煤层
容易抽放	0.05	0.03	0.01
可以抽放	0.05~0.1	0.03~0.05	0.01~0.03
较难抽放	>0.1	>0.05	>0.03

⑤ 应严格瓦斯抽放工程施工质量，瓦斯抽放工程都须按质量标准进行验收，不符合设计标准的应重新施工，直到合格为止。

⑥ 瓦斯抽放管路必须进行防腐处理，外部涂以红色以示区别。

⑦ 瓦斯抽放量的计量器具必须采用符合国家标准的计量器具。

7.1.4　有关“瓦斯利用”规定

《煤矿瓦斯抽放规范》（AQ 1027—2006）对瓦斯利用作出了规定。

7.1.5　有关“瓦斯抽采指标”的规定

《煤矿瓦斯抽采基本指标》（AQ 1026—2006）对瓦斯抽采指标做出了规定。

7.1.6　其他规定

《煤矿瓦斯抽放规范》（AQ 1027—2006）对“地面永久瓦斯抽放系统的报废”作出了规定。《煤矿瓦斯抽采基本指标》（AQ 1026—2006）6.1规定：矿井必须综合抽采瓦斯，并且提前3~5年制定抽采瓦斯规划，每年年底前编制下年度的抽采瓦斯计划，以确保抽采瓦斯工作面的正常衔接，做到“抽、掘、采”平衡。《煤矿瓦斯抽采基本指标》（AQ 1026—2006）6.2规定：低瓦斯矿井新水平、新采区应测定煤层原始瓦斯含量和压力，高瓦斯、煤与瓦斯突出矿井每个采区垂深每增加50m应测定煤层原始瓦斯含量和压力。

7.2　煤层气（煤矿瓦斯）抽采利用的管理规定及鼓励优惠政策

7.2.1　宏观政策

1. 煤层气（煤矿瓦斯）开发利用“十一五”规划

2006年6月12日，国家发改委公布煤层气（煤矿瓦斯）开发利用“十一五”规划，在规划中确定了煤层气（煤矿瓦斯）发展五大原则：地面抽采与井下抽采相结合；自主开发与对外合作相结合；就近利用与余气外输相结合；居民利用与工业应用相结合；企业开发与国家扶持相结合。提出了远景抽采利用目标，并原则上确定了部分优惠政策。

2.《国务院办公厅关于加快煤层气（煤矿瓦斯）抽采利用的若干意见》

2006年6月15日国务院出台《国务院办公厅关于加快煤层气（煤矿瓦斯）抽采利用的若干意见》。《若干意见》明确了坚持先抽后采、治理与利用并举的指导方针，并提出了16条意见。涉及从瓦斯勘查、抽采到输送、利用等各个环节，既有鼓励支持政策，也有约束处罚措施。

7.2.2 管理政策

1. 矿权管理政策

2007年4月17日，国土资源部下发了《关于加强煤炭和煤层气综合勘查开采管理的通知》（国土资发［2007］96号）。该通知支持和鼓励煤炭矿业权人综合勘查开采煤层气资源。投资人申请煤炭探矿权，应提交煤炭和煤层气综合勘查实施方案。国土资源管理部门设置煤炭探矿权，应对煤炭和煤层气综合勘查实施方案进行严格审查。煤炭探矿权人在依法取得煤炭勘查许可证后，应对勘查区块范围内的煤炭和煤层气进行综合勘查。通知还要求妥善解决煤炭、煤层气矿业权重叠问题，煤炭和煤层气矿业权发生重叠的，要求双方协商开展合作或签订安全生产协议。双方无法签订合作协议的，国土资源部门按照有关规定进行调解。调解不成的，由国土资源部门按照采煤采气一体化、采气采煤相互兼顾的原则，支持煤炭国家规划矿区内的煤炭生产企业综合勘查开采煤层气资源。

2. 对外合作政策

2007年9月24日，国务院公布《国务院关于修改〈中华人民共和国对外合作开采陆上石油资源条例〉的决定》。《决定》将《中华人民共和国对外合作开采陆上石油资源条例》第三十条规定的“对外合作开采煤层气资源由中联煤层气有限责任公司实施专营，并参照本条例执行”修改为：“对外合作开采煤层气资源由中联煤层气有限责任公司、国务院指定的其他公司实施专营，并参照本条例执行。”

7.2.3 补助及税收优惠政策

1. 投资补助政策

2007年4月，财政部出台《关于煤层气（瓦斯）开发利用补贴的实施意见》（以下简称《实施意见》）。在我国境内从事煤层气（含瓦斯，下同）开采的企业均有资格享受财政补贴。享受补贴的具体条件：企业开采的煤层气出售或自用作民用燃气、化工原料等；已安装可以准确计量煤层气抽采、销售和自用的计量设备，并能准确提供煤层气开发利用量。对于企业开采煤层气用于发电的部分，不享受补贴政策，享受《国家发展改革委印发关于利用煤层气（煤矿瓦斯）发电工作实施意见的通知》规定的相关政策。《实施意见》规定，中央财政按每立方米煤层气（折纯）0.2元的标准对煤层气开采企业进行补贴，补贴额度按照“（销售量＋自用量－用于发电量）×补贴”标准进行计算。在中央财政补贴的基础上，地方财政可根据当地煤层气开发利用情况对煤层气开发利用给予适当补贴，具体标准和补贴办法由地方财政部门自主确定。

2. 价格调节政策

2007年4月2日，国家发展改革委出台了《关于利用煤层气（煤矿瓦斯）发电工作的实施意见》（发改能源［2007］721号）。煤矿企业利用煤层气发电，允许自发自用；多余电量需要上网的，由电网企业优先安排上网销售，不参与市场竞争。上网电价比照生物质发电电价政策，执行当地2005年脱硫燃煤机组标杆电价加补贴电价，即0.25元/(kW·h)。

3. 税费优惠政策

2006年10月，财政部、海关总署、国家税务总局下发的《关于煤层气勘探开发项目进口物资免征进口税收的规定》指出："中联煤层气有限责任公司及其国内外合作者（以下简称中联煤层气有限责任公司），在我国境内进行煤层气勘探开发项目，进口国内不能生产或国内产品性能不能满足要求，并直接用于勘探开发作业的设备、仪器、零附件、专用工具（具体物资清单附后），免征进口关税和进口环节增值税。除中联煤层气有限责任公司外，其他从事煤层气勘探开发的单位，应在实际进口发生前向财政部提出申请，经财政部、海关总署、国家税务总局等有关部门认定后，享受上述进口税收优惠政策。"

2007年2月，财政部、税务总局等出台《关于加快煤层气抽采有关税收政策问题的通知》，对煤层气抽采企业的增值税一般纳税人抽采销售煤层气实行增值税先征后退政策。对独立核算的煤层气抽采企业购进的抽采泵、钻机、监测装置、发电机组等专用设备，实行加速折旧。从事技术改造项目国产设备投资，其项目所需国产设备投资的40%可从企业技术改造项目设备购置当年比前一年新增的企业所得税中抵免。研究开发新技术、新工艺发生的技术开发费，在按规定实行100%扣除基础上，允许再按当年实际发生额的50%在企业所得税税前加计扣除。对地面抽采煤层气暂不征收资源税。

7.2.4　其他政策

1. 环境政策

环境保护部于2008年4月2日发布《煤层气（煤矿瓦斯）排放标准（暂行）》，规定要求自2008年7月1日起，新建矿井及煤层气地面开发系统的煤层气，浓度大于或等于30%的煤层气禁止排放，低于30%的不作要求。2010年7月1日起，现有矿井及煤层气地面开发系统的煤层气，浓度大于或等于30%的煤层气禁止排放，低于30%的不作要求。

2. 低浓瓦斯利用

2010年3月，国家安全生产监督管理总局颁布煤矿用非金属瓦斯输送管材安全技术条件、瓦斯管道输送自动阻爆装置技术条件、煤矿低浓度瓦斯管道输送安全保障系统设计规范、煤矿低浓度瓦斯与细水雾混合安全输送装备技术规范等10项低浓度瓦斯输送和利用安全生产行业标准，自2010年7月1日起施行。

2010年1月21日，国家安全生产监管总局局长骆琳签署总局第29号令，颁布了《关于修改〈煤矿安全规程〉部分条款的决定》，其中根据总局已发布的低浓度瓦斯安全利用的相关标准，将原《规程》中关于"利用瓦斯时，瓦斯浓度不得低于30%"的规定修改为："抽采的瓦斯浓度低于30%时，不得作为燃气直接燃烧；用于内燃机发电或作其他用途时，瓦斯的利用、输送必须按有关标准的规定，并制定安全技术措施。"取消了对低浓度瓦斯用于内燃机发电及低浓度瓦斯浓缩后再利用的限制。

附录

附录 A　瓦斯抽采基础参数测算

A1　瓦斯压力测定

应在岩石巷道向煤层打钻孔、封孔及安装压力表直接测定煤层瓦斯压力：

——测定地点要选在无断层、裂隙等地质构造处，瓦斯赋存状况要具有代表性；

——测压巷道距煤层的岩柱距离不应小于 10m；

——测压孔的孔径以 75mm 为宜，要贯穿整个煤层（厚煤层应钻入煤层 3m 以上），完钻后应及时封孔，封孔要严密，测压管接头不得漏气。

A2　瓦斯含量测定与计算

煤层瓦斯含量是指每吨煤或每立方米煤体中含有的瓦斯量，单位为 m^3/t 或 m^3/m^3。

常用的煤层瓦斯含量测算法：取煤样送实验室做煤的吸附性能实验，求出吸附常量 a、b 值，并在井下相应地点测定煤层的瓦斯压力，以下列公式计算瓦斯含量：

$$X=[abP/(1+bP)]\times[(100-A_{ad}-M_{ad})/100]\times[1/(1+0.31M_{ad})]+10KP/\gamma \quad (1)$$

式中　X——煤层瓦斯含量，m^3/t；

a——吸附常数，试验温度下的极限吸附量，m^3/t；

b——吸附常数，MPa^{-1}；

P——煤层绝对瓦斯压力，MPa；

A_{ad}——煤的灰分，%；

M_{ad}——煤的水分，%；

K——煤的空隙体积，m^3/m^3；

γ——煤的视密度，t/m^3。

A3　矿井瓦斯储量计算

瓦斯储量系指煤田开发过程中，能够向开采空间排放的煤岩层赋存的瓦斯总量。其计算公式为

$$W_k=W_1+W_2+W_3 \quad (2)$$

式中　W_k——矿井瓦斯储量，Mm^3；

W_1——可采煤层的瓦斯储量总和，Mm^3；

W_2——可采煤层采动影响范围内的不可采邻近煤层的瓦斯储量总和，Mm^3；

W_3——围岩瓦斯储量，Mm^3。

$$W_1=\sum_{i=1}^{n}A_{1i}\cdot X_{1i} \quad (3)$$

式中　A_{1i}——矿井每一个可采煤层的煤炭储量，Mt；

n——矿井可采煤层数；

X_{1i}——每一个可采煤层的瓦斯含量，m^3/t。

$$W_2=\sum_{i=1}^{n}A_{2i}\cdot X_{2i} \quad (4)$$

式中 A_{2i}——可采煤层采动影响范围内每一个不可采煤层的煤炭储量，Mt。采动影响范围，上邻近层取 50～60m，下邻近层取 20～30m；

n——矿井可采煤层采动影响范围内的不可采煤层数；

X_{2i}——可采煤层采动影响范围内每一个不可采煤层的瓦斯含量，m^3/t。

当围岩瓦斯很小时，$W_3=0$；若含瓦斯量多时，可实测或按下式计算：

$$W_3 = K(W_1 + W_2) \tag{5}$$

式中 K——围岩瓦斯储量系数，一般取 $K=0.05\sim0.20$。

A4 矿井设计年瓦斯抽采量或矿井设计年瓦斯抽采规模计算

按设计的日瓦斯抽采量乘以矿井设计年工作日数计算。其计算公式为

$$Q_a = Q_d \cdot N \tag{6}$$

式中 Q_a——矿井设计年瓦斯抽采量，Mm^3/a；

Q_d——矿井设计日瓦斯抽采量(应根据矿井的采掘部署，矿井、采区、采掘、工作面瓦斯涌出量，通风能力，选用的瓦斯抽采方法及其抽采率来确定)，Mm^3/d；

N——矿井设计年工作日数，d。

A5 可抽瓦斯量概算

可抽瓦斯量是指瓦斯储量中在当前技术水平能被抽出来的最大瓦斯量。其概算法为

$$\text{可抽瓦斯量} = \text{瓦斯储量} \times \text{抽采率} \tag{7}$$

A6 抽采率计算

A6.1 矿井（或采区）抽采率

$$\eta_k = \frac{100Q_{kc}}{Q_{kc}+Q_{kf}} \tag{8}$$

式中 η_k——矿井月平均瓦斯抽采率，%；

Q_{kc}——矿井月平均瓦斯抽采量，m^3/min；

Q_{kf}——矿井月平均风排抽采量，m^3/min。

A6.2 工作面瓦斯抽采率

$$\eta_m = \frac{100Q_{mc}}{Q_{mc}+Q_{mf}} \tag{9}$$

式中 η_m——工作面月平均瓦斯抽采率，%；

Q_{mc}——回采期间工作面月平均瓦斯抽采量，m^3/min；

Q_{mf}——工作面月平均风排抽采量，m^3/min。

A7 抽采量（标量）换算

$$Q_{标} = \frac{Q_{测}P_1T_{标}}{p_{标}T_1} \tag{10}$$

式中 $Q_{标}$——标准状态下的瓦斯抽采量，m^3/min；

$Q_{测}$——测得的抽采瓦斯量，m^3/min；

P_1——测定时管道内气体绝对压力，MPa；

$p_{标}$——标准绝对压力，101.325kPa；

$T_{标}$——标准绝对温度，(20+273) K；

T_1——测定时管道内气体绝对温度，K。

$$T_1 = t + 273 \tag{11}$$

式中　t——测定时管道内气体摄氏温度，℃。

A8　钻孔瓦斯流量衰减系数

钻孔瓦斯流量随着时间延续呈衰减变化关系的系数，可作为评估开采层预抽瓦斯难易程度的一个指标。

其测算方法是选择具有代表性的地区打钻孔，先测其初始瓦斯流量 q_0，经过时间 t 后，再测其瓦斯流量 q_t，然后以下式计算

$$q_t = q_0 \cdot e^{-at} \tag{12}$$

式中　a——钻孔瓦斯流量衰减系数，d^{-1}；

q_0——钻孔初始瓦斯流量，m^3/min；

q_t——经 t 时间后的钻孔瓦斯流量，m^3/min；

t——时间，d。

A9　瓦斯来源分析

矿井瓦斯来源是确定抽采方法的主要依据，因此，应尽量详细地做好下述测定工作：

（1）必须测定出掘进、采煤与采空区的瓦斯涌出量分别占全矿井瓦斯涌出量的比例。

（2）必须准确地判断出采区工作面的瓦斯主要是来自本煤层还是邻近层。一般将回采工作面基本顶初次冒落前的平均瓦斯涌出量认为是本煤层的瓦斯涌出量，而将基本顶初次冒落后的平均瓦斯涌出增加量认为是邻近层的瓦斯涌出量。

附录 B　瓦斯抽采方法类别及抽采率

表 B1　瓦斯抽采方法类别及抽采率

分类		方法简述		适用条件	工作面抽采率/%
开采层瓦斯抽采	未卸压抽采	岩巷揭煤与煤巷掘进抽采	由岩巷向煤层打穿层钻孔抽采 由巷道工作面打超前钻孔抽采	高瓦斯煤层或有突出危险煤层	10～30 10～30
		采区（工作面）大面积抽采	（1）由开采层工作面运输巷、回风巷、煤门打上下向顺层钻孔抽采或打交叉钻孔抽采； （2）由岩巷、石门、邻近层打穿层钻孔抽采，突出煤层瓦斯预抽可采用网格布孔； （3）地面钻孔抽采； （4）密闭开采层巷道抽采	有预抽时间的高瓦斯煤层	10～30 10～20 10 10
	采动卸压抽采	边掘边抽	由巷道两侧或沿巷道向掘进巷道周围打钻孔抽采	瓦斯涌出量大的掘进巷道	20～30
		边采边抽	（1）由运输巷、回风巷向工作面前方卸压区打钻孔抽采； （2）由岩巷、煤门向开采层上部或下部未采的分层打穿层孔或顺层孔抽采	煤层透气性较小，预抽时间不充分的煤层	10～20 10～20
	人为卸压抽采	水力割缝 松动爆破 水力压裂 控制爆破	（1）由工作面运输巷打顺层钻孔用水力割煤； （2）由工作面运输巷或回风巷打顺层钻孔进行松动爆破； （3）由岩巷或地面打钻孔进行水力压裂； （4）由工作面运输巷或回风巷打顺层钻孔，控制孔不装药、爆破孔装药进行爆破	多使用于低透气性煤层预抽	20～30 20～30 >30 >30

表 B1（续）

分　类	方　法　简　述		适用条件	工作面抽采率/%
邻近煤层瓦斯抽采	上下邻近层	（1）由工作面运输巷、回风巷或岩巷向邻近层打钻孔抽采； （2）由工作面运输巷、回风巷打斜交迎面钻孔抽采； （3）由煤门打顺层钻孔抽采； （4）在邻近层掘进专用瓦斯巷道抽采； （5）地面钻孔抽采	瓦斯来源于邻近层的工作面	30～60 30～60 30～60 30～60 30～45
采空区瓦斯抽采	全封闭式抽采	密闭采空区插管抽采	瓦斯涌出量大的老采空区	15
	半封闭式抽采	（1）由现采空区后方设密闭墙插管抽采； （2）由采空区附近巷道向采空区上方打钻孔抽采	采空区瓦斯涌出量大的回采工作面	30 30
围岩瓦斯抽采	围岩裂隙与溶洞	（1）由巷道向裂隙带或溶洞打钻孔抽采； （2）密闭巷道抽采	有围岩瓦斯涌出或瓦斯喷出危险地区	

附录 C　瓦斯抽采参数监控系统

C1　用途

连续监测抽采管路中的瓦斯浓度、压差、温度、负压、正压等参数。连续监测瓦斯泵房内泄漏瓦斯浓度、抽采泵和电机的轴温等参数。可编制瓦斯抽采报表，由微机完成测量显示、打印等功能。当任一参数超限时，可发出声光报警信号，并按给定的程序停止或启动。

C2　技术参数

技术参数见表 C1。

表 C1　瓦斯抽采监控系统参数指标

监测参数名称	精　度	测试范围	备　注
抽采量（通过压差换算）	±2%	抽采泵能力内的全范围	抽采管路参数
瓦斯浓度	（0±3%）～（50%±3%） （50%±5%）～（80%±5%） （80%±10%）～（90%±10%）		
管道内负压	±1%	（0～0.1）MPa	
管道内正压	±1%	（0～0.1）MPa	
负压管道内温度	±1%	（0～100）℃	
正压管道内温度	±1%	（0～100）℃	
泵房内泄漏瓦斯浓度（环境瓦斯浓度）	±1%	0～5%	抽采泵参数
泵水流量	±2%	全范围	
泵水温度	±1%	（0～100）℃	
泵轴温度	±1%	（0～100）℃	

附录 D　瓦斯抽采工程设计

D1　瓦斯抽采管径选择

选择瓦斯抽采管径，可按下式计算：

$$D = 0.1457(Q/V)^{1/2} \tag{1}$$

式中　D——瓦斯管内径，m；

Q——管内瓦斯流量，m^3/min；

V——瓦斯在管路中的平均流速，一般取 $V = 10 \sim 15$，m/s。

D2　管路摩擦阻力计算

计算直管摩擦阻力，可按下式计算：

$$H_z = \frac{9.8L\gamma Q^2}{K_0 D} \tag{2}$$

式中　H_z——阻力损失，Pa；

L——管路长度，m；

Q——瓦斯流量，m^3/h；

D——管道内径，cm；

K_0——与管径有关的系数，见表 D1；

γ——混合瓦斯对空气的相对密度，见表 D2（如瓦斯浓度为 12%，γ 值为 0.947；瓦斯浓度为 65%，γ 值为 0.710）。

表 D1　不同管径的系数 K_0 值

通称管径/mm	15	20	25	32	40	50
K_0 值	0.46	0.47	0.48	0.49	0.50	0.52
通称管径/mm	70	80	100	125	150	150 以上
K_0 值	0.55	0.57	0.62	0.67	0.70	0.71

局部阻力可用估算法计算，一般取摩擦阻力的 10% ~20%。管路系统长，网络复杂或主管管径较小者，可按上限取值，反之则按下限取值。

表 D2　在 0℃及 1×10^5Pa 气压时的 γ 值

瓦斯浓度/%	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	1	0.996	0.991	0.987	0.982	0.978	0.973	0.969	0.964	0.960
10	0.955	0.951	0.947	0.942	0.938	0.933	0.929	0.924	0.920	0.915
20	0.911	0.906	0.902	0.898	0.893	0.889	0.884	0.880	0.875	0.871
30	0.866	0.862	0.857	0.853	0.848	0.844	0.840	0.835	0.831	0.826
40	0.822	0.817	0.813	0.808	0.804	0.799	0.795	0.791	0.786	0.782
50	0.777	0.773	0.768	0.764	0.759	0.755	0.750	0.746	0.742	0.737

表 D2（续）

瓦斯浓度/%	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
60	0.733	0.728	0.724	0.719	0.715	0.710	0.706	0.701	0.697	0.693
70	0.688	0.684	0.679	0.675	0.670	0.666	0.661	0.657	0.652	0.648
80	0.644	0.639	0.635	0.630	0.626	0.621	0.617	0.612	0.608	0.603
90	0.599	0.595	0.590	0.586	0.581	0.577	0.572	0.568	0.563	0.559
100	0.554	—	—	—	—	—	—	—	—	—

D3 瓦斯抽采泵容量的计算

D3.1 瓦斯泵流量计算

$$Q=\frac{100Q_zK}{X\eta} \tag{3}$$

式中 Q——瓦斯泵的额定流量，m^3/min；

Q_z——矿井瓦斯最大抽采总量（纯量），m^3/min；

X——瓦斯泵入口处的瓦斯浓度，%；

η——瓦斯泵的机械效率，一般取 $\eta=0.8$；

K——瓦斯抽采的综合系数（备用系统），取 $K=1.2$。

D3.2 瓦斯泵压力计算

$$\begin{aligned}H&=(H_{入}+H_{出})K\\&=[(h_{入摩}+h_{入局}+h_{钻负})+(h_{出摩}+h_{出局}+h_{出正})]K\\&=(h_{摩}+h_{局}+h_{钻负}+h_{出正})K\end{aligned} \tag{4}$$

式中 H——瓦斯泵的压力，Pa；

$H_{入}$——井下负压段管路全部阻力损失，Pa；

$H_{出}$——井上正压段管路全部阻力损失，Pa；

K——备用系数，取 $K=1.2$；

$h_{入摩}$——井下负压段管路摩擦阻力损失，Pa；

$h_{入局}$——井下负压段管路局部阻力损失，Pa；

$h_{钻负}$——井下抽采钻场或钻孔孔口必须造成的负压（根据经验，对于非卸压煤层可取 $h_{钻负}\geqslant 13kPa$；对于卸压煤层可取 $h_{钻负}\geqslant 6.7kPa$；对于采空区瓦斯抽采，孔口负压不可太高，以免引起采空区煤的自燃），Pa；

$h_{出摩}$——井上正压段管路摩擦阻力损失，Pa；

$h_{出局}$——井上正压段管路局部阻力损失，Pa；

$h_{出正}$——用户在瓦斯出口所需的正压，Pa；

$h_{摩}$——井上、下管路最大总摩擦阻力损失，Pa；

$h_{局}$——井上、下管路最大总局部阻力损失，Pa。

D3.3 瓦斯泵的选择

根据 D3.1 和 D3.2 计算出来的流量和压力值，选择所需要的瓦斯泵。

第 6 篇

矿 井 通 风

主　编　王德明
副主编　周福宝　秦波涛　左树勋

1 矿井通风基础

矿井通风系统是矿井生产系统的主要组成部分，通常被称为矿井的“心脏”与“动脉”，包括矿井通风方式、通风方法和通风网络。矿井通风方式是指进风井（或平硐）和回风井（或平硐）的布置方式，可分为中央式、对角式和混合式等；矿井通风方法是指产生通风动力的方法，有自然通风法和机械通风法（压入式、抽出式）；矿井通风网络是指井下各风路按各种形式连接而成的网络。矿井通风系统是矿井正常生产和灾害防治的基础，对矿井的安全面貌和经济效益具有长远和重要的影响，也是矿井开拓、开采设计的重要制约因素和组成部分。

1.1 矿井空气

1.1.1 矿内空气的主要成分

井下空气的主要来源是地面空气（大气），它是由多种气体组成的干空气和水蒸气组合而成的混合气体。通常状况下，干空气各组分的数量基本不变，见表6-1-1。

表6-1-1 干空气主要成分

气体成分	按体积计/%	按质量计/%
氮气（N_2）	78.13	75.55
氧气（O_2）	20.90	23.10
二氧化碳（CO_2）	0.03	0.05
氩气（Ar）	0.93	1.27
其他（水蒸气、惰性稀有气体和微量的灰尘与微生物等）	0.01	0.01

一般将井巷中经过用风地点以前、受污染程度较轻的进风巷道内的空气称为新鲜空气（新风）；经过用风地点以后、受污染程度较重的回风巷道内的空气，称为污浊空气（污风）。矿内空气主要成分除氧气（O_2）、氮气（N_2）、二氧化碳（CO_2）、水蒸气（H_2O）以外，还混有大量的有害气体，如瓦斯（CH_4）、一氧化碳（CO）、硫化氢（H_2S）、二氧化硫（SO_2）、二氧化氮（NO_2）、氨气（NH_3）和氢气（H_2）等。

1. 氧气（O_2）

氧气是无色、无臭、无味、无毒和无害的气体，对空气的相对密度为1.105。当空气中的氧气浓度降低时，人体就可能产生不良的生理反应，出现种种不舒适的症状，严重时可能导致缺氧死亡。

造成矿井空气中氧气浓度降低的主要原因有：人员呼吸；煤岩和其他有机物的缓慢氧化；煤炭自燃；瓦斯、煤尘爆炸。此外，煤岩和生产过程中产生的各种有害气体，也使空气中的氧气浓度相对降低。所以，在井下通风不良的地点，空气中的氧气浓度可能显著降

低，如果不经检查而贸然进入，就可能引起人员的缺氧窒息。

《煤矿安全规程》规定，采掘工作面的进风流中氧气浓度不得低于20%。为此，必须对矿井进行不断的通风，将适量的新鲜空气源源不断地送到井下。这是矿井通风最基本的任务之一。

2. 氮气（N_2）

氮气是无色、无味、无臭的惰性气体，是新鲜空气中的主要成分，对空气的相对密度为0.97，它本身无毒、不助燃，也不供呼吸。在正常情况下，氮气对人体无害，但空气中若氮气浓度升高，则势必造成氧气浓度相对降低，从而也可能导致人员的窒息性伤害。在废弃的旧巷或隔离火区内，可积存大量的氮气，使氧气浓度相对降低，有引起人缺氧窒息的危险。正因为氮气为惰性气体，因此又可将其用于井下防灭火和防止瓦斯爆炸。

矿井空气中氮气主要来源是：地面大气、井下爆破和生物的腐烂，有些煤岩层中也有氮气涌出。

3. 二氧化碳（CO_2）

二氧化碳是无色略带酸臭味的气体，对空气的相对密度为1.52，是一种较重的气体，很难与空气均匀混合，常积聚于巷道的底部、井筒和下山的掘进迎头，在静止的空气中有明显的分界。二氧化碳不助燃，也不能供人呼吸，易溶于水，生成碳酸，使水溶液成弱酸性，对眼、鼻、喉黏膜有刺激作用。在新鲜空气中含有微量的二氧化碳对人体是无害的，它对人的呼吸有刺激作用；但当空气中二氧化碳的浓度过高时，也将使空气中的氧气浓度相对降低，轻则使人呼吸加快，呼吸量增加，严重时可能造成人员窒息。

《煤矿安全规程》规定：采掘工作面的进风流中，二氧化碳不超过0.5%；采区回风巷和采掘工作面回风巷回风流中二氧化碳浓度达到1.5%时，必须停止工作，撤出人员，查明原因，制定措施，进行处理；总回风巷或一翼回风巷中，二氧化碳超过0.75%时，必须查明原因，进行处理。

1.1.2 矿内空气中有毒有害气体

矿井常见的有毒有害气体有一氧化碳、硫化氢、二氧化氮、二氧化硫、氨气、瓦斯等。

1. 一氧化碳（CO）

一氧化碳是一种无色、无味、无臭的气体，对空气的相对密度为0.97，微溶于水，但能溶于氨水，能与空气均匀地混合。与酸、碱不起反应，只能被活性炭少量吸附。一氧化碳能燃烧，当空气中一氧化碳浓度在13%～75%时有爆炸的危险。

一氧化碳是一种对血液、神经有害的毒物。它对人的危害主要取决于空气中一氧化碳的浓度和与人的接触时间，见表6－1－2。矿内爆破作业、煤炭自燃及发生火灾或煤尘、瓦斯爆炸时，都能产生一氧化碳。《煤矿安全规程》规定其最高允许浓度为0.0024%。

2. 硫化氢（H_2S）

硫化氢无色、微甜、有浓烈的臭鸡蛋味，当空气中浓度达到0.0001%时即可嗅到，但当浓度较高时，因嗅觉神经中毒麻痹，反而嗅不到。硫化氢对空气的相对密度为1.19，易溶于水，在常温、常压下1个体积的水可溶解2.5个体积的硫化氢，所以它可能积存于旧巷的积水中。硫化氢能燃烧，空气中硫化氢浓度为4.3%～45.5%时有爆炸危险。

硫化氢有剧毒，有强烈的刺激作用，不但能引起鼻炎、气管炎和肺水肿，而且还能阻碍生物的氧化过程，使人体缺氧。当空气中硫化氢浓度较低时，主要以腐蚀刺激作用为主；

表 6-1-2 一氧化碳中毒症状与浓度接触时间的关系

一氧化碳浓度/%	主 要 症 状
0.02	2~3h 内可能引起轻微头痛
0.08	40min 内出现头痛，眩晕和恶心；2h 内发生体温和血压下降，脉搏微弱，出冷汗，可能出现昏迷
0.32	5~10min 内出现头痛，眩晕；30min 内可能出现昏迷并有死亡危险
1.28	几分钟内出现昏迷或死亡

浓度较高时，能引起人体迅速昏迷或死亡，腐蚀刺激作用往往不明显。

井下空气中硫化氢的主要来源是：有机物腐烂，含硫矿物的水解，矿物氧化和燃烧，从采空区和废旧巷道积水中释放出；我国有些矿区煤层中也有硫化氢涌出。

《煤矿安全规程》规定，井下空气中硫化氢含量不得超过 0.00066%。

3. 二氧化氮（NO_2）

二氧化氮是一种褐红色的气体，有强烈的刺激气味，对空气的相对密度为 1.59，易溶于水生成 HNO_3，对眼睛、呼吸道黏膜和肺部组织有强烈的刺激及腐蚀作用，严重时可引起肺水肿。

矿内空气中二氧化氮的主要来源是井下爆破工作。

《煤矿安全规程》规定，氮氧化合物不得超过 0.00025%。

4. 二氧化硫（SO_2）

二氧化硫为无色气体，具有强烈的硫黄气味及酸味，对空气的相对密度为 1.4337，易积聚在巷道底部，易溶于水。

矿内含硫矿物氧化、燃烧及在含硫矿物中爆破都会产生二氧化硫，有时含硫矿层也涌出二氧化硫。

《煤矿安全规程》规定，矿内空气中二氧化硫最高允许浓度为 0.0005%。

5. 氨气（NH_3）

氨气为无色、有剧毒的气体，对空气的相对密度为 0.59，易溶于水，对人体有毒害作用。《煤矿安全规程》规定，矿内最大允许浓度为 0.004%（$3mg/m^3$）。当其浓度达到 0.01% 时就可嗅到其特殊臭味。氨气主要在矿内发生火灾或爆炸事故时产生。

6. 瓦斯（CH_4）

瓦斯的主要成分是甲烷（CH_4）。甲烷是一种无色、无味、无臭的气体，对空气的相对密度为 0.55，难溶于水，扩散性较空气高 1.6 倍。虽然无毒，但当浓度较高时，会引起窒息；不助燃，但在空气中具有一定浓度（5%~16%）并遇到高温（650~750℃）时能引起爆炸。

《煤矿安全规程》规定，工作面进风流中瓦斯浓度不能大于 0.5%，采掘工作面和采区的回风流中瓦斯浓度不能大于 1.0%，矿井和一翼的总回风流中，瓦斯最高允许浓度为 0.75%。

7. 氢气（H_2）

氢气为无色、无味、无毒气体，但能自燃，其点燃温度比 CH_4 低 100~200℃，当它在空气中的浓度为 4%~74% 时有爆炸危险。氢气在矿井火灾或爆炸事故中和井下充电硐

室均会产生，其最高允许浓度为 0.5% 。

1.1.3　矿井气候

矿井气候是指矿井空气的温度、湿度和风速这 3 个参数的综合作用状态。这 3 个参数的不同组合，即构成了不同的矿井气候条件。矿井气候条件对井下作业人员的身体健康和劳动安全有着重要的影响。

1.1.3.1　矿内空气的温度

矿内空气温度是影响矿内气候条件的重要因素。气温过高或过低，对人体都有不良的影响。矿内空气温度与围岩温度、矿井深度、矿内可燃物的氧化产热、水分蒸发、通风强度（指单位时间进入井巷的风量）、地面空气温度的变化、地下水的作用和机电设备的运转散热等因素有关。

在一般情况下，井下空气温度变化规律如图 6－1－1 所示。

在进风路线上（指自矿井进风口到采掘工作面的一段路线），冬季，冷空气进入井下，冷气温与地温进行热交换，风流吸热，地温散热，因地温随深度增加且风流下行受压缩，故沿线气温逐渐升高；夏季，与冬季的情况相反，沿线气温逐渐降低。即在进风路线上，气温随四季而变，和地表气温相比，有冬暖夏凉的现象，对地表气温起调节作用。在采掘工作面内，由于物质的氧化程度大、机电设备多、人员多以及爆破工作等，致使产生较大的热量，对风流起着加热作用，气温逐渐升高，而且常年变化不大，故采掘工作面好比是“恒温加热器”。在回风路线上，因地温逐渐变小，风流向上流动体积膨胀，风流汇合，风速增加，使气温逐渐降低，且常年变化不大。

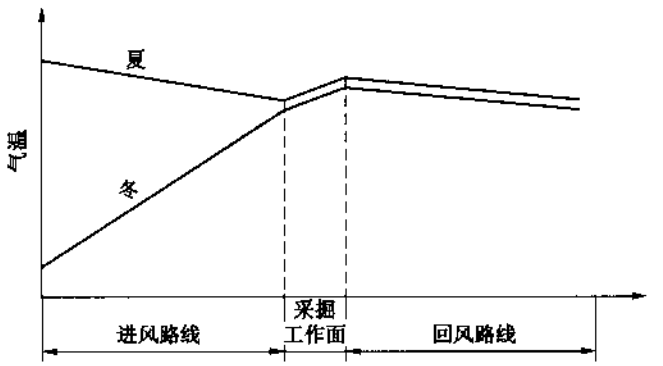


图 6－1－1　井下空气温度变化规律

对于平硐进风、井下风流路线不长的矿井，由于热交换不充分，致使整个风流路线上（包括采掘工作面）的气温都可能随四季地面气温而变化。

《煤矿安全规程》规定，进风井口以下的空气温度（干球温度，下同）必须在 2℃以上；生产矿井采掘工作面空气温度不得超过 26℃，机电设备硐室的空气温度不得超过 30℃；当空气温度超过时，必须缩短超温地点工作人员的工作时间，并给予高温保健待遇；采掘工作面的空气温度超过 30℃、机电设备硐室的空气温度超过 34℃时，必须停止作业；新建、改扩建矿井设计时，必须进行矿井风温预测计算，超温地点必须有制冷降温

设计，配齐降温设施。

1.1.3.2 矿内空气的湿度

1. 湿度的表示方式

空气的湿度表示空气中所含水蒸气量的多少或潮湿程度。表示空气湿度的方法有绝对湿度、相对湿度和含湿量3种。

1）绝对湿度

绝对湿度是指单位容积或单位质量湿空气中含有水蒸气的质量，用ρ_v表示。用公式表示为

$$\rho_v = \frac{P_v}{R_v T} \tag{6-1-1}$$

式中 ρ_v——绝对湿度，kg/m^3；

P_v——湿空气中的水蒸气分压力，Pa；

T——湿空气的温度，K；

R_v——水蒸气的气体常数，R_v=461.5J/(kg·K)。

绝对湿度只能说明空气中实际含有的水蒸气量（kg/m^3），但并不说明其饱和程度。

2）相对湿度

相对湿度是指湿空气中实际含有水蒸气量（绝对湿度ρ_v）与同温度下的饱和湿度ρ_s之比的百分数，用φ表示。

$$\varphi = \frac{\rho_v}{\rho_s} \times 100\% \tag{6-1-2}$$

式中 ρ_v——绝对湿度，kg/m^3；

ρ_s——在同一温度下空气中的饱和湿度，kg/m^3。

相对湿度φ反映空气所含水蒸气量接近饱和的程度，也叫饱和度。φ值小则空气干燥，吸收水分的能力强；φ=0时为干空气；φ值大则空气潮湿，吸收水分的能力弱。

φ=1（即100%）时为饱和空气，此时的温度称为露点。如再继续冷却，就会有部分水蒸气以雾或露的形式凝结成水。

3）含湿量

因为湿空气中干空气的质量不随空气的状态变化而变化，故采用1kg质量的干空气作为计算基础。在含有1kg干空气的湿空气中所挟带的水蒸气质量，称为湿空气的含湿量d。

$$d = \frac{m_v}{m_d} \times 1000 \tag{6-1-3}$$

式中 d——湿空气的含湿量，g水蒸气/kg干空气；

m_v——水蒸气质量，g；

m_d——干空气质量，kg。

根据含湿量的定义以及工程热力学理论的推导，可以得出其与相对湿度φ的关系为

$$d = 0.622 \frac{\varphi P_s}{P - \varphi P_s} \tag{6-1-4}$$

式中 P_s——饱和水蒸气压力，Pa。

2. 矿内空气湿度的变化规律

如图6－1－2所示，一般情况下，在矿井进风路线上，冷天，含有一定量水蒸气的冷空气进入井下，气温逐渐升高，容积逐渐增大，则其饱和能力逐渐变大，沿途要吸收井巷中的水分；热天，热空气进入井下，气温逐渐降低，容积逐渐减少，其饱和能力逐渐变小，使其中一部分水蒸气量沿途失掉。因此进风线路有可能出现冬干夏湿的现象（进风井巷有淋水的情况除外）。在采掘工作面和回风线路上，气温长年不变，湿度也长年不变，一般都接近100%。随着矿井排出的污风，每昼夜可从矿井内带走数吨甚至上百吨的地下水。

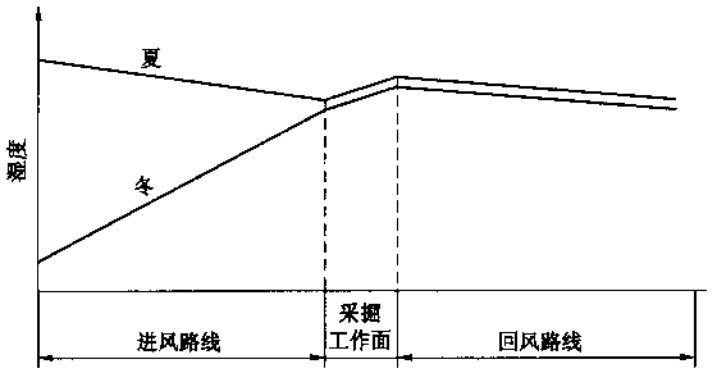


图6－1－2　湿度变化图

1.1.3.3　风速

《煤矿安全规程》对井巷中的允许风流速度是从最高风速和最低风速两个方面进行考虑的。

最高风速主要是从安全生产、人体健康、作业条件与环境等方面考虑的。主要通风大巷，包括主要进回风巷、人员升降的井筒和有架线机车通过的巷道等。如果风速过大（>8m/s），人员行走困难，影响听觉，工作更加不便；另外，井下湿度较大，风速过高容易导致工人患风湿病症。而对采区通风巷道和采掘工作面规定最高风速限制的目的，主要是防止风速过高造成粉尘飞扬等。

规定最低风速限制的地点，大多是生产条件经常变化、有害气体涌出较多的采掘工作面和相关巷道，其目的也是保证安全生产、创造舒适的作业环境和保障工人健康。风量过小、风速过低，就不能有效地稀释、排出生产过程中涌出的瓦斯及其他有害气体，威胁安全生产和影响工人健康。架线电机车巷道的顶部容易发生层状瓦斯积存，架线机车通过时极易引发瓦斯燃爆事故，显然，对架线机车巷道的风速做出最低限制的规定是非常必要的。

不同的井巷其允许风流速度不同，应符合表6－1－3要求。

设有梯子间的井筒或修理中的井筒，风速不得超过8m/s；梯子间四周经封闭后，井筒中的最高允许风速可按表6－1－3规定执行。

无瓦斯涌出的架线电机车巷道中的最低风速可低于表6－1－3的规定值，但不得低于0.5m/s。

综合机械化采煤工作面，在采取煤层注水和采煤机喷雾降尘等措施后，其最大风速可高于表6-1-3的规定值，但不得超过5m/s。

表6-1-3 井巷中的允许风流速度

井巷名称	允许风速/(m·s^{-1})	
	最低	最高
无提升设备的风井和风硐		15
专为升降物料的井筒		12
风桥		10
升降物料和人员的井筒		8
主要进、回风巷		8
架线电机车巷道	1.0	8
输送机巷，采区进、回风巷	0.25	6
采煤工作面、掘进中的煤巷和半煤岩巷	0.25	4
掘进中的岩巷	0.15	4
其他通风人行横道	0.15	

1.2 矿井风流能量及能量方程

1.2.1 风流能量

矿井通风是典型的稳定流，风流沿着一维的巷道连续地流动。在这个流动中涉及能量的转移和消耗。能量的改变是计算风量和通风压力等通风工程中重要参数的基础。

在井巷中，风流在任一断面上的能量（机械能）都由位能、压能和动能3部分组成。

1. 位能（势能）

物体在地球重力场中受地球引力的作用，由于相对位置不同而具有的一种能量叫重力位能，简称位能，用E_{p0}表示。任何标高都可用作位能的基点。在矿井中，不同的地点标高不同，则位能不一样。假设质量为m的物体位于基点上，其势能为0，当我们施加其一个能克服重力向上的力F（$F=mg$，式中g为重力加速度），物体向上移动到高于基点Z时，做的功为

$$W = E_{p0} = mgZ \tag{6-1-5}$$

这就给出了物体在高度Z上的位能。

2. 静压能（流动功）

由分子热运动产生的分子动能的一部分转化过来的能量，并且能够对外做功的机械能叫静压能，用E_p表示，单位为J/m^3。

如图6-1-3所示，有一两端开口的水平管道，断面积为A，在其中放入体积为V、质量为m的单元流体，使其从左向右流动。即使不考虑摩擦阻力，由于管道中存在压力P，单元体的运动就会有阻力，因此必须施加一个力F克服这个阻力，单元体才会运动。当该力使单元体移动一段距离S后，F就做了功。

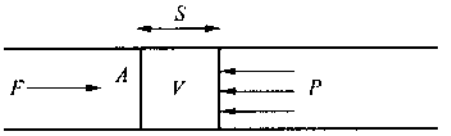


图 6-1-3　管道内对滑块做的流动功

为平衡管道内的压力，施加的力 $F=PA$，做的功为

$$W=E_p=PAS$$

但 AS 是流体的体积 V，所以

$$W=E_p=PV$$

则质量为 m 的单元流体的静压能表达式为

$$W=E_p=Pm/\rho \tag{6-1-6}$$

当流体在管道中连续流动时，压力就必须对流体连续做功，此时的压力就称作压能，所做的功为流动功。

3. 动能

当空气流动时，除了位能和静压能外，还有空气定向运动的动能，用 E_v 表示，单位为 J/m^3。如果我们对一个质量为 m 的物体施加大小为 F 的外力，使其从静止以加速度 a 做匀加速运动，在 t 时刻速度达到 v，外力对其做的功为

$$W=E_v=\frac{mv}{t}\times\frac{v}{2}\times t=\frac{mv^2}{2} \tag{6-1-7}$$

这就是质量为 m 的物体所具有的动能。

1.2.2　通风能量方程

能量方程表达了空气在流动过程中的压能、动能和位能的变化规律，是能量守恒定律在矿井通风中的应用。

假设空气不可压缩，则在井下巷道内流动空气的任意断面，它的总能量都等于动能、位能和静压能之和。如图 6-1-4 所示，现有单位体积空气在一巷道内流动，考虑到在任意两点间的能量变化。内能的变化和其他形式的能量变化相比是非常小的，所以忽略不计；又因为外加的机械能通常单独考虑。撇开这些因素，在图中 1 点的总能量等于 2 点的总能量与 1—2 之间损失的能量之和，如果用 U_1 和 U_2 分别表示 1 点和 2 点的总能量，

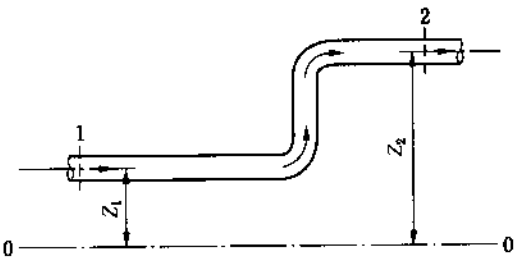


图 6-1-4　巷道内流动空气能量之间的关系

h_{1-2}表示1点到2点的能量损失，则有下式：

$$U_1 = U_2 + h_{1-2}$$

又 $$U_1 = \frac{\rho_1 v_1^2}{2} + Z_1\rho_1 g + P_1,\quad U_2 = \frac{\rho_2 v_2^2}{2} + Z_2\rho_2 g + P_2$$

所以可以得出：

$$\frac{\rho_1 v_1^2}{2} + Z_1\rho_1 g + P_1 = \frac{\rho_2 v_2^2}{2} + Z_2\rho_2 g + P_2 + h_{1-2} \tag{6-1-8}$$

如果我们认为空气是不可压缩的，此时有：$\rho_1 = \rho_2 = \rho$

所以式（6-1-8）变为

$$h_{1-2} = (P_1 - P_2) + \left(\frac{1}{2}\rho v_1^2 - \frac{1}{2}\rho v_2^2\right) + (\rho g Z_1 - \rho g Z_2) \tag{6-1-9}$$

式中 P_1，P_2——1点、2点处单位体积风流的静压能；

$\frac{1}{2}\rho v_1^2$，$\frac{1}{2}\rho v_2^2$——1点、2点处单位体积风流的动能；

$\rho g Z_1$，$\rho g Z_2$——1点、2点处单位体积风流的位能；

h_{1-2}——1点、2点间的能量损失。

这是不可压缩单位体积流体常规的伯诺里方程表达式。

在矿井通风系统中，严格地说空气的密度是变化的，即矿井风流是可压缩的。当外力对它做功增加其机械能的同时，也增加了风流的内（热）能。因此，在研究矿井风流流动时，风流的机械能加上其内（热）能才能使能量守恒及转换定律成立。

1.3 通风阻力

当空气沿着巷道运动时，由于风流本身具有的黏性及巷道壁面、巷道内各种设施对风流的阻滞和扰动作用形成通风阻力。通常矿井通风阻力分为摩擦阻力与局部阻力两类，它们与风流的流动状态有关。一般情况下，摩擦阻力是矿井通风总阻力的主要组成部分。

1.3.1 风流的流动状态

风流的流动状态分为层流与紊流。层流是指流体各层的质点互不混合，质点流动的轨迹为直线或有规则的平滑曲线，并与管道轴线方向基本平行。紊流是指流体的质点强烈互相混合，质点的流动轨迹极不规则，除了沿流动总方向发生位移外，还有垂直于流动总方向的位移，且在流体内部存在着时而产生、时而消失的旋涡。

流体的流动状态受流体的速度、黏性和管道尺寸等影响。流体的速度越大，黏性越小，管道的尺寸越大，则流体越易成为紊流；反之，越易成为层流。可用一个无因次参数 Re（雷诺数）来表示上述3种因素的综合作用，对于圆形管道有：

$$Re = \frac{Vd}{\nu} \tag{6-1-10}$$

式中 V——管道中流体的平均速度，m/s；

d——圆形管道的直径，m；

ν——流体的运动黏性系数，与流体的温度、压力有关，对于矿井风流，一般用平均值 $\nu = 14.4 \times 10^{-6}\text{m}^2/\text{s}$。

设 r(m) 为流体的水力半径，指流体的断面 $S(\text{m}^2)$ 与流体的周界 $U(m)$ 之比，即

$r = S/U$。因风流充满管道，故在直径为 d 的圆形管道中，风流的水力半径为

$$r = \pi d^2/(4\pi d) = d/4 \tag{6-1-11}$$

即 $$d = 4r = 4S/U$$

代入式（6-1-10），得出用于非圆形巷道风流雷诺数的计算式为

$$Re = 4VS/(\nu U) \tag{6-1-12}$$

式中 S——巷道的断面，m^2；

U——巷道的周界，m。

根据实验，水流在各种粗糙壁面、平直的圆管内流动，当 $Re \leqslant 2000$ 时，水流呈层流状态；在 $Re > 2000$ 时，水流开始向紊流过渡，故称 2000 为临界雷诺数；当 $Re \geqslant 100000$ 时，水流呈完全紊流。把这些数值近似应用于风流，便可大致估计出风流在各种流态下的平均风速。

1.3.2 摩擦阻力

1. 摩擦阻力的定义和理论基础

风流在井巷中作均匀流动时，沿程受到井巷固定壁面的限制，引起内外摩擦而产生的阻力称作摩擦阻力。所谓均匀流动是指风流沿程的速度和方向都不变，而且各断面上的速度分布相同。流态不同的风流，摩擦阻力 h_{fr} 的产生情况和大小也不同。

水流在圆管中的沿程阻力公式是

$$h_{fr} = \frac{\lambda \rho L v^2}{2d} \tag{6-1-13}$$

式中 h_{fr}——摩擦阻力，Pa；

λ——实验比例系数，无因次；

ρ——水流的密度，kg/m^3；

L——圆管的长度，m；

d——圆管的直径，m；

v——圆管内水流的平均速度，m/s。

式（6-1-13）是矿井风流摩擦阻力计算式的基础，它对于不同流态的风流都能应用，只是流态不同时，式中 λ 的实验表达式不同。

2. 完全紊流状态下的摩擦阻力定律

井下多数风流属于完全紊流状态，其摩擦阻力为

$$h_{fr} = \frac{\lambda \rho L U v^2}{8S} \tag{6-1-14}$$

因矿井空气密度 ρ 变化不大，而且对于尺度和支护已定型的井巷，其壁面的相对光滑度是定数，则在完全紊流状态下，λ 值是常数。定义系数 α 称为摩擦阻力系数，单位为 $N \cdot s^2/m^4$ 或 kg/m^3，即

$$\alpha = \frac{\lambda \rho}{8} \tag{6-1-15}$$

将式（6-1-15）代入式（6-1-14）中，得

$$h_{fr} = \frac{\alpha L U v^2}{S} \tag{6-1-16}$$

若通过井巷的风量为 $Q(m^3/s)$，则 $v = Q/S$，代入式（6-1-16），得

$$h_{fr}=\frac{\alpha LUQ^2}{S^3} \tag{6-1-17}$$

式（6-1-16）与式（6-1-17）都是完全紊流状态下摩擦阻力的计算式。只要知道井巷的 α、L、U、S 各值和其中风流的 Q 或 v 值，便可计算出摩擦阻力。

对于已定型的井巷，L、U 和 S 等各项都为已知数，α 值只和 ρ 成正比。故把式（6-1-17）中的 $\alpha LU/S^3$ 项用符号 R_{fr}（$N\cdot s^2/m^8$ 或 kg/m^7）来表示，即

$$R_{fr}=\frac{\alpha LU}{S^3} \tag{6-1-18}$$

此 R_{fr} 称为井巷的摩擦风阻，它反映了井巷的特征，只受 α 和 L、U、S 的影响，对于已定型井巷，只受 ρ 的影响。

将式（6-1-18）代入式（6-1-17）中，得到风流在完全紊流状态下的摩擦阻力定律

$$h_{fr}=R_{fr}Q^2 \tag{6-1-19}$$

3. 层流状态下的摩擦阻力定律

在层流状态下，风流的摩擦阻力为

$$h_{fr}=\frac{2\nu\rho LU^2v}{S^2} \tag{6-1-20}$$

将 $v=Q/S$ 代入式（6-1-20），得

$$h_{fr}=\frac{2\nu\rho LU^2Q}{S^3} \tag{6-1-21}$$

定义 $\alpha=2\nu\rho$ 为层流状态下的摩擦阻力系数，代入式（6-1-21）得

$$h_{fr}=\frac{\alpha LU^2Q}{S^3} \tag{6-1-22}$$

定义 R_{fr} 为层流状态下的摩擦风阻，单位为 $N\cdot s^2/m^5$ 或 $kg/(s\cdot m^4)$，即

$$R_{fr}=\frac{\alpha LU^2}{S^3} \tag{6-1-23}$$

将式（6-1-23）代入式（6-1-22）中，得风流在层流状态下的摩擦阻力定律

$$h_{fr}=R_{fr}Q \tag{6-1-24}$$

4. 摩擦阻力的计算方法

进行新矿井通风设计时，需要计算完全紊流状态下井巷的摩擦阻力。即按照所设计的井巷长度、周界、净断面积、支护方式和要求通过的风量，以及其中有无提升运输设备等，用查表法选定该井巷的摩擦阻力系数 α 值，然后计算该井巷的摩擦阻力。表 6-1-4～表 6-1-18 中列出了适合该井巷的标准值（指空气密度为 1.2kg/m³ 的 α 值，$N\cdot s^2/m^4$）。对于平原地区的新矿井通风设计，可用此标准值进行计算。

1）水平巷道

（1）不支护巷道的 $\alpha\times10^4$ 值见表 6-1-4。

（2）混凝土、混凝土砖及砖、石砌碹平巷的 $\alpha\times10^4$ 值见表 6-1-5。

（3）圆木棚子支护巷道的 $\alpha\times10^4$ 值见表 6-1-6。

（4）工字梁拱形和梯形支架巷道的 $\alpha\times10^4$ 值见表 6-1-7。

（5）金属横梁和帮柱混合支护平巷的 $\alpha\times10^4$ 值见表 6-1-8。

表6-1-4　不支护巷道的$\alpha\times10^4$值

巷道类型	$\alpha\times10^4$值/(N·s²·m⁻⁴)
顺走向在煤层里开掘的巷道	58.8
交叉走向在岩层里开掘的巷道	68.6~78.4
巷壁与底板粗糙程度相同的巷道	58.8~78.4
在底板阻塞情况下，巷壁与底板粗糙程度相同的巷道	98~147

表6-1-5　砌碹平巷的$\alpha\times10^4$值

类别	$\alpha\times10^4$值/(N·s²·m⁻⁴)
混凝土砌碹、外抹灰浆	29.4~39.2
混凝土砌碹、不抹灰浆	49~68.6
砖砌碹、外抹灰浆	24.5~29.4
砖砌碹、不抹灰浆	29.4~39.2
料石砌碹	39.2~49

注：巷道断面小者取大值。

表6-1-6　圆木棚子支护巷道的$\alpha\times10^4$值

木柱直径d_0/cm	支架纵口径$\Delta=l/d_0$时的$\alpha\times10^4$值/(N·s²·m⁻⁴)							按断面校正	
	1	2	3	4	5	6	7	断面/m²	校正系数
15	88.2	115.6	137.2	155.8	174.4	164.6	158.8	1	1.2
16	90.16	118.6	141.1	161.7	180.3	167.6	159.7	2	1.1
17	92.12	121.5	144.1	165.6	185.2	169.5	162.7	3	1.0
18	94.08	123.5	148	169.5	190.1	171.5	164.6	4	0.93
20	96.04	127.4	154.8	177.4	198.9	175.4	168.6	5	0.89
22	99	133.3	156.8	185.2	208.7	178.4	171.5	6	0.86
24	102.9	138.2	167.6	193.1	217.6	192.1	174.4	8	0.82
26	104.9	143.1	174.4	199.9	225.4	198	180.3	10	0.78

注：表中$\alpha\times10^4$值适合于支架后净断面$S=3m^2$的巷道，对于其他断面的巷道应乘以校正系数。

表6-1-7　工字梁拱形和梯形支架巷道的$\alpha\times10^4$值

金属梁尺寸d_0/cm	支架纵口径$\Delta=l/d_0$时的$\alpha\times10^4$值/(N·s²·m⁻⁴)					按断面校正	
	2	3	4	5	8	断面/m²	校正系数
10	107.8	147	176.4	205.8	245	3	1.08
12	127.4	166.6	205.8	245	294	4	1.00
14	137.2	186.2	225.4	284.2	333.2	6	0.91
16	147	205.8	254.8	313.6	392	8	0.88
18	156.8	225.4	294	382.2	431.2	10	0.84

注：d_0为金属梁截面的高度。

表 6-1-8 金属横梁和帮柱支护平巷的 $\alpha\times10^4$ 值

边柱厚度 d_0/cm	支架纵口径 $\Delta=l/d_0$ 时的 $\alpha\times10^4$ 值/(N·s²·m⁻⁴)					按断面校正	
	2	3	4	5	6	断面/m²	校正系数
40	156.8	176.4	205.8	215.6	235.2	3	1.08
						4	1.00
50	166.6	196	215.6	245	264.6	6	0.91
						8	0.88
						10	0.84

(6) 钢筋混凝土预制支架巷道的 $\alpha\times10^4$ 值为 88.2~186.2N·s²/m⁴（纵口径大取值亦大）。

(7) 锚杆或喷浆巷道的 $\alpha\times10^4$ 值为 78.4~117.6N·s²/m⁴。

注：装有带式输送机的巷道 $\alpha\times10^4$ 值可增加 147~196N·s²/m⁴，设有水管、风管、木梯台阶的巷道 $\alpha\times10^4$ 值增加 98N·s²/m⁴；当巷道堵塞严重时，$\alpha\times10^4$ 值增加 29.4~98N·s²/m⁴。

2) 井筒、暗井及溜道

(1) 无任何装备的清洁混凝土和钢筋混凝土井筒的 $\alpha\times10^4$ 值见表 6-1-9。

表 6-1-9 无装备混凝土井筒的 $\alpha\times10^4$ 值

井筒直径/m	井筒断面/m²	$\alpha\times10^4$ 值/(N·s²·m⁻⁴)	
		平滑的混凝土	不平滑的混凝土
4	12.6	33.3	39.2
5	19.6	31.4	37.2
6	28.3	31.4	37.2
7	38.5	29.4	35.3
8	50.3	29.4	35.3

(2) 砖和混凝土砖砌的无任何装备的井筒，其 $\alpha\times10^4$ 值按表 6-1-9 值增大 1 倍。

(3) 有装备的井筒，井筒用混凝土、钢筋混凝土、混凝土砖及砖砌碹的 $\alpha\times10^4$ 值为 343~490N·s²/m⁴。选取时应考虑到罐道梁的间距、装备物纵口径以及有关梯子间和梯子间规格等。

(4) 木支护的暗井和溜道的 $\alpha\times10^4$ 值见表 6-1-10。

表 6-1-10 木支护的暗井和溜道的 $\alpha\times10^4$ 值

井筒特征	断面/m²	$\alpha\times10^4$ 值/(N·s²·m⁻⁴)
人行格间有平台的溜道	9	460.6
有人行格间的溜道	1.95	196
下放煤的溜道	1.8	156.8

3）采煤工作面

（1）炮采工作面采用金属摩擦支柱时，$\alpha \times 10^4$ 值为 270 ~ 350N · s^2/m^4；采用木支柱时，$\alpha \times 10^4$ 值为 300 ~ 350N · s^2/m^4。

（2）普采工作面采用单体液压支柱时，$\alpha \times 10^4$ 值为 420 ~ 500N · s^2/m^4；采用金属摩擦支柱时，$\alpha \times 10^4$ 值为 450 ~ 550N · s^2/m^4。

（3）综采工作面采用支撑式液压支架时，$\alpha \times 10^4$ 值为 300 ~ 420N · s^2/m^4；采用掩护式液压支架时，$\alpha \times 10^4$ 值为 220 ~ 330N · s^2/m^4；采用支撑掩护式液压支架时，$\alpha \times 10^4$ 值为 320 ~ 350N · s^2/m^4。

4）矿井其他巷道

（1）半圆拱形料石砌碹的运输和通风巷道的 $\alpha \times 10^4$ 值见表 6 - 1 - 11。

（2）半圆拱形金属锚杆支护的运输或通风巷道的 $\alpha \times 10^4$ 值见表 6 - 1 - 12。

（3）半圆拱形锚杆喷浆支护巷道的 $\alpha \times 10^4$ 值：

① 运输或通风巷道的 $\alpha \times 10^4$ 值见表 6 - 1 - 13。

② 有行人梯子道斜井的 $\alpha \times 10^4$ 值见表 6 - 1 - 14。

表 6 - 1 - 11　半圆拱形料石砌碹巷道的 $\alpha \times 10^4$ 值

断面/m^2	4	5	6 ~ 10	11 ~ 16
$\alpha \times 10^4$ 值/（N · s^2 · m^{-4}）	9.5	9.1	86.2 ~ 78.4	76.4 ~ 69.6

表 6 - 1 - 12　半圆拱形金属锚杆支护巷道的 $\alpha \times 10^4$ 值

断面/m^2	4	5	6	7 ~ 9	10 ~ 12	13 ~ 16
$\alpha \times 10^4$ 值/（N · s^2 · m^{-4}）	183.3	175.4	169.5	165.6 ~ 157.8	153.9 ~ 148	146 ~ 140.1

表 6 - 1 - 13　半圆拱形锚喷运输或通风巷道的 $\alpha \times 10^4$ 值

断面/m^2	12	6
$\alpha \times 10^4$ 值/（N · s^2 · m^{-4}）	68.6 ~ 88.2	98.0 ~ 117.6

表 6 - 1 - 14　半圆拱形锚喷有行人梯子道斜井的 $\alpha \times 10^4$ 值

断面/m^2	12	8
$\alpha \times 10^4$ 值/（N · s^2 · m^{-4}）	127.4 ~ 147	166.6 ~ 186.2

注：有提升设备时，α 值增加 20% ~ 30%；矿井超过 5 个或提升速度较快时，可取上限；不同大小的断面，其 α 值可相应比例地增减。

（4）梯形预制混凝土棚式支护运输或通风巷道的 $\alpha \times 10^4$ 值：

① 构件断面为 180mm × 180mm 混凝土棚式支护巷道的 $\alpha \times 10^4$ 值见表 6 - 1 - 15。

② 构件断面为T形混凝土棚式支护巷道的 $\alpha\times10^4$ 值见表6-1-16。

③ 构件断面为矩形100mm×200mm混凝土棚式支护巷道的 $\alpha\times10^4$ 值见表6-1-17。

表6-1-15 构件断面180mm×180mm混凝土棚式支护巷道的 $\alpha\times10^4$ 值

棚距/m	断面/m^2				
	3.5	4.0	5.0	6.0	7.0
	$\alpha\times10^4$ 值/($N\cdot s^2\cdot m^{-4}$)				
0.2~0.4	151.9~171.5	141.1~154.8	135.2~148	130.3~143.1	117.6~140.1
0.6~1.5	213.6~186.2	198.9~173.5	190.1~165.6	184.2~160.7	179.3~156.8

表6-1-16 构件断面为T形混凝土棚式支护巷道的 $\alpha\times10^4$ 值

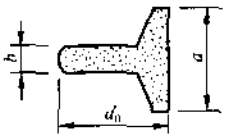
型式	断面/m^2	$\alpha\times10^4$ 值/($N\cdot s^2\cdot m^{-4}$)	备注
T_2	9~8	98~117.6	(1) 规格见图，单位cm  梁：$a=12$；$b=4$；$d_0=25$ 柱：T_1型 $a=10$；$b=3$；$d_0=20$ T_2型 $a=10$；$b=4$；$d_0=20$
	7~6	137.2~156.8	
T_1	同上两行	比上两行各增加20%~30%	(2) 有行车的巷道，α值增加30%；不同断面时，α值相应增减

表6-1-17 构件断面为矩形100mm×200mm混凝土棚式支护巷道的 $\alpha\times10^4$ 值

断面/m^2	8~7	6~5	备注
$\alpha\times10^4$ 值/($N\cdot s^2\cdot m^{-4}$)	117.6~137.2	147~176.4	有行车的巷道，α值增加30%；不同断面时α相应地增减

(5) 梯形铁棚子支护运输或通风巷道的 $\alpha\times10^4$ 值见表6-1-18。

(6) 砖和料石砌碹的圆形立井、直径为4.5m、有罐笼无梯子间，$\alpha\times10^4=441N\cdot s^2/m^4$。

(7) 混凝土砌碹的圆形立井、直径为6.5m、罐笼提升有梯子间，$\alpha\times10^4=517.44N\cdot s^2/m^4$。

(8) 砖或料石砌碹的回风立井、直径为4.5m、有小铁管，$\alpha\times10^4=245N\cdot s^2/m^4$。

表6-1-18 梯形铁棚式支护巷道的 $\alpha\times10^4$ 值

型号	断面/m^2	$\alpha\times10^4$ 值/($N\cdot s^2\cdot m^{-4}$)	备注
9号工字钢	7~6	78.4~98	有吊挂皮带时，α值增加30%~40%
11号工字钢	7~6	比上增加10%~20%	

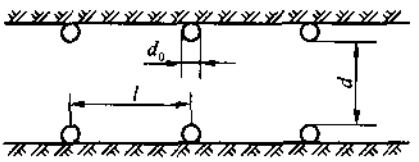


图6-1-5　巷道支护参数

（9）砖或料石砌碹的回风立井、直径为4.5m、无任何装备，$\alpha\times10^4=78.4\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^4$。

查表时还要注意以下几点：

对于用木棚子、拱形和梯形工字铁、金属梁和柱所支护的巷道，常用纵口径Δ的大小表示壁面的粗糙程度。纵口径Δ是相邻支架的中心距l与支柱的直径或厚度d_0之比（图6-1-5）。查表时，先根据某巷道的d_0和Δ两个数值，在表6-1-6或表6-1-7、表6-1-8中查出该巷道的α系数初值；还要用该巷道的净面积S值查出校正系数，去乘α的初值。这是因为，在完全紊流状态下，α值与λ成正比，而λ与相对粗糙度d_0/d成正比，d与S成正比，故α与S成反比。即对于支架形式相同、断面积不同的巷道，断面较大者，其α值较小。

表6-1-6所列的数据是用模型巷道观测出来的，该模型巷道是模拟3m^{2}净断面的实际巷道。故实际巷道的净断面等于3m^{2}时，校正系数等于1；大于3m^{2}时，校正系数<1；小于3m^{2}时，校正系数>1。同理，表6-1-7和表6-1-8都是模拟4m^{2}净断面的实验数据。

5. 降低摩擦阻力的措施

降低矿井通风阻力，无论对安全（管理自然发火和瓦斯）和经济（减少通风电费）都有重要意义。前已提到，摩擦阻力是矿井通风阻力的主要组成部分，故要以降低摩擦阻力为重点，同时注意降低某些风量大的井巷的局部阻力。根据摩擦阻力的计算式可知，要降低摩擦阻力须从以下几个方面来考虑：

（1）降低摩擦阻力系数。

（2）扩大巷道断面。

（3）选用周界较小的井巷。

（4）减少巷道的长度。

（5）避免巷道内风量过大。

1.3.3　局部阻力

1. 局部阻力的概念

风流在井巷的局部地点，由于速度或方向突然发生变化，导致风流本身产生剧烈的冲击，形成极为紊乱的涡流，因而在该局部地带产生一种附加的阻力，称为局部阻力。由此阻力所产生的风压损失习惯上称冲击损失。

井下产生局部阻力的地点较多，例如巷道拐弯、分叉和汇合处，巷道断面变化处，进风井口和回风井口等。

2. 局部阻力定律

在完全紊流状态下，不论井巷局部地点的断面、形状和拐弯如何变化，所产生的局部阻力都和局部地点的前面或后面断面上的速压成正比。例如图6-1-6中突然扩大的巷道，该局部地点的局部阻力h_{er}为

$$h_{er}=\xi_1 h_{v1}=\xi_2 h_{v2}=\xi_1\frac{\rho v_1^2}{2}=\xi_2\frac{\rho v_2^2}{2}\qquad(6-1-25)$$

式中 v_1，v_2——分别是局部地点前后断面上的平均风速；

ξ_1，ξ_2——局部阻力系数，无因次，对于形状和尺寸已定型的局部地点，这两个系数都是常数，但它们彼此不相等，可以任用其中的一个系数和相应的速压计算局部阻力；

ρ——局部地点的空气密度。

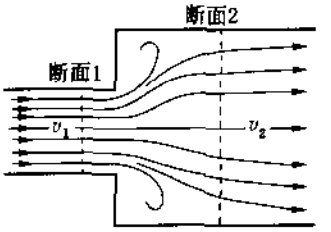


图 6-1-6 突然扩大的巷道

局部风阻 R_{er}（单位为 $N \cdot s^2/m^8$）为

$$R_{er} = \xi_1 \frac{\rho}{2S_1^2} = \xi_2 \frac{\rho}{2S_2^2} \qquad (6-1-26)$$

式中 S_1，S_2——断面 1 和断面 2 的断面积，m^2。

当局部地点的规格尺寸和空气密度都不变时，R_{er}是一个常数，即

$$h_{er} = R_{er} \cdot Q^2 \qquad (6-1-27)$$

式中 Q——风量。

式（6-1-27）为完全紊流状态下的局部阻力定律，和完全紊流状态的摩擦阻力定律一样，当 R_{er}一定时，h_{er}和 Q 平方成正比。

3. 局部阻力的计算方法

在一般情况下，由于矿井内风流的速压较小，所产生的局部风阻也较小，井下各处的局部阻力之和只占矿井总阻力的 10% ~20% 。故在通风设计工作中，不逐一计算井下各处的局部阻力，只在这个百分数范围内估计一个总数。但对掘进通风用的风筒和风量较大的井巷，由于其中风流的速压较大，要逐一计算局部阻力。

4. 降低局部阻力的措施

由于局部阻力与风速的平方或风量的平方成正比，故对于风速高、风量大的井巷，更要注意降低局部阻力，即在这些井巷内，要尽可能避免断面的突然扩大或突然缩小；尽可能避免 90°的拐弯，在拐弯处的内侧和外侧要做成斜面或圆弧形，拐弯的弯曲半径尽可能加大，还可设置导风板；尽可能避免突然分叉和突然汇合，在分叉和汇合处的内侧要做成斜面或圆弧形。对于风速大的风筒，要悬挂平直，拐弯的弯曲半径要尽可能加大。此外，在主要巷道内不得随意停放车辆、堆积木材或器材；必要时，宜把正对风流的固定物体（例如罐道梁）做成流线型。

1.3.4 通风阻力定律和特性

1. 通风阻力定律

所谓通风阻力定律，就是前面所讲的摩擦阻力定律和局部阻力定律的结合，也就是通风阻力、风阻和风量 3 个参数相互依存的规律。

在完全紊流状态下，通风阻力定律是

$$h = RQ^2 \qquad (6-1-28)$$

即 h 和 $R(N \cdot s^2/m^8)$ 的一次方成正比，和 $Q(m^3/s)$ 的平方成正比。若某一井巷通过一定风量，同时产生摩擦阻力和局部阻力，则 h 和 R 分别是该井巷的通风阻力和总风阻。对于一个矿井来说，h、R 和 Q 分别代表该矿井的通风阻力、总风阻和总风量。

在层流状态下，通风阻力定律是

$$h = RQ \qquad (6-1-29)$$

即 h 和 $R(N \cdot s^2/m^8)$ 的一次方成正比，和 $Q(m^3/s)$ 的一次方成正比。

在中间过渡状态下，通风阻力定律是

$$h = RQ^x \tag{6-1-30}$$

即 h 和 $R(N \cdot s^x/m^{2+3x})$ 的一次方成正比，和 $Q(m^3/s)$ 的 x 方成正比。指数 x 大于 1 而小于 2。

上述通风阻力定律是矿井通风学科中最基本的定律。只有井下个别风速较小的地方才可能用到层流或中间过渡态下的通风阻力定律。

2. 井巷的通风特性

某一井巷或矿井的通风特性就是该矿井或井巷所特有的反映通风难易程度或通风能力大小的性能。这种特性可用该井巷或矿井的风阻值的大小来表示。即风量相同时，风阻大的井巷或矿井通风困难，通风能力小；反之，风阻小的井巷或矿井通风容易、通风能力大。通风阻力相同时，风阻大的井巷或矿井，风量必小，表示通风困难、通风能力小；反之，风阻小的井巷或矿井，风量必大，表示通风容易、通风能力大。所以，井巷或矿井的通风特性又名风阻特性。

为了形象化，习惯引用一个和风阻的数值相当、意义相同的假想的面积值来表示井巷或矿井的通风难易程度。这个假想的孔口称作井巷或矿井的等积孔（又称当量孔），其面积值 A 用下式计算：

$$A = 1.1917Q/\sqrt{h} \tag{6-1-31}$$

式中 Q——通过井巷或矿井的风量，m^3/s；

h——井巷或矿井的通风阻力，Pa。

将式（6-1-28）代入式（6-1-31），便可得出 A 和 R 的转换公式：

$$A = 1.1917/\sqrt{R} \tag{6-1-32}$$

上式表示 A 和 R 成反比。即井巷或矿井的 R 值大，相当的 A 值就小，表示该矿井或井巷通风困难；反之亦然。风阻较大、等积孔较小、通风困难、通风能力较小的井巷或矿井，其风阻曲线就较陡；反之，风阻较小、等积孔较大、通风较容易、通风能力大的井巷或矿井，其风阻曲线就较平缓。

用矿井等积孔 A 和矿井风阻 R 表示矿井通风的难易程度实质上一样，只是矿井等积孔比矿井风阻更直观、更形象，但矿井等积孔仅仅是评定矿井通风难易程度的一个重要指标，不能全面地反映现代矿井通风难易程度。这是因为随着现代科学技术的进步，煤矿机械化程度不断提高，开采强度加大，使得有毒有害气体绝对涌出量大大增加；同时现代煤矿的开采条件也发生了巨大变化，具体体现在矿井的相对瓦斯涌出量大、地热严重等，为了降低风流瓦斯浓度和改善矿井气候条件使得矿井的需风量大大增加，同时矿井的井田范围增大与开采深度不断增加，使得矿井通风路线增长。为了满足现代矿井的长距离大风量的通风要求，需要增加风机风压和降低矿井总风阻。但是，风机的风压增加有限，因此要满足矿井的通风要求，就只能依靠降低矿井总风阻，即增大等积孔。如某矿井总回风量为 $10000m^3/min$，在矿井通风阻力不超过 2940Pa 的条件下，等积孔需大于 $3.7m^2$，远大于 $1m^2$，这也就意味着由于矿井通风阻力的限制，现代矿井要满足通风要求就必须增大等积孔，使得等积孔评判矿井通风难易程度的原分级方法失效。

矿井通风难易程度的评判应当从矿井通风的根本目的（供给井下充足的新鲜空气、

冲淡有毒有害气体，创造良好的生产环境）入手，具体应考虑：

（1）矿井总进风量是否能满足设计的生产要求。

（2）矿井有效风量率是否符合要求。

（3）井下各用风区域间的风量调配是否容易。

（4）矿井瓦斯涌出量的大小。

（5）矿井开采强度。

（6）采煤方法等。

3. 风流的功率与电耗

通风困难的井巷或矿井，其风流的功率肯定很大，电耗也多。

风压 h 乘风量 Q 的计量单位是：

$$\text{Pa}\cdot\frac{\text{m}^3}{\text{s}}=\frac{\text{N}}{\text{m}^2}\cdot\frac{\text{m}^3}{\text{s}}=\text{N}\cdot\frac{\text{m}}{\text{s}}=\frac{\text{J}}{\text{s}}=\text{W}=\frac{1}{1000}\text{kW}$$

故风流功率的计算式为

$$N=hQ/1000 \tag{6-1-33}$$

矿井一天的通风电费是

$$C=\frac{24eh_fQ_f}{1000\eta} \tag{6-1-34}$$

式中 h_f——矿井主要通风机的风压，Pa；

Q_f——通过主要通风机的风量，m^3/s；

24——一天的小时数，h/d；

e——电费单价，元/(kW·h)；

η——风机的效率和输电、变电、传动等总效率。一般情况下，风机与电动机直接传动时，取0.6；间接传动时，取0.5。

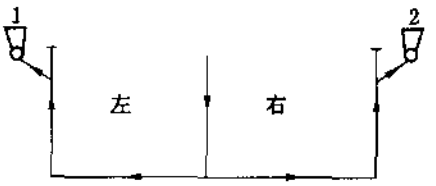


图6-1-7 示例矿井

例如：如图6-1-7所示矿井，左右两翼通风阻力分别为 $h_{r1}=1274\text{Pa}$，$h_{r2}=1960\text{Pa}$，通过主要通风机的风量分别为 $Q_{f1}=60\text{m}^3/\text{s}$，$Q_{f2}=70\text{m}^3/\text{s}$。两翼的外部漏风率分别是 $L_{e1}=4\%$，$L_{e2}=5\%$。则两翼的总回风量分别是

$$Q_{m1}=(1-L_{e1})Q_{f1}=(1-4\%)\times60=57.6\text{m}^3/\text{s}$$

$$Q_{m2}=(1-L_{e2})Q_{f2}=(1-5\%)\times70=66.5\text{m}^3/\text{s}$$

两翼不包括外部漏风的风阻分别是

$$R_1=h_{r1}/Q_{m1}^2=1274/(57.6)^2=0.38399\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$$

$$R_2 = h_{r2}/Q_{m2}^2 = 1960/(66.5)^2 = 0.44321\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$$

左翼不包括外部漏风的风阻曲线方程是

$$h = 0.38399Q^2$$

以任意 6 个 Q 值代入上式，得出表 6－1－19 所列的 6 对数值。用这 6 对数值可画出图 6－1－8 所示的左翼不包括外部漏风的风阻曲线 1。

同理，可得右翼不包括外部漏风的风阻曲线方程和在图 6－1－8 上画出风阻曲线 2。

表 6－1－19　风阻风量对应数值表

$Q/(\text{m}^3\cdot\text{s}^{-1})$	0	20	40	60	80	100
h/Pa	0	153.6	614.4	1382.4	2457.5	3839.9

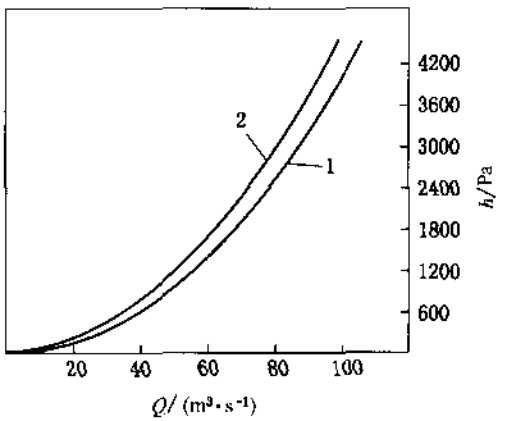


图 6－1－8　风阻曲线

两翼不包括外部漏风的等积孔分别是

$$A_1 = 1.1917\times 57.6/\sqrt{1274} = 1.92\text{m}^2$$

$$A_2 = 1.1917\times 66.5/\sqrt{1960} = 1.79\text{m}^2$$

为了计算全矿的总风阻和总等积孔，需先求出全矿的总阻力，因全矿的风流总功率等于左右两翼风流的功率之和，即

$$h_r(Q_{m1}+Q_{m2}) = h_{r1}Q_{m1} + h_{r2}Q_{m2}$$

故

$$h_r = \frac{1274\times 57.6 + 1960\times 66.5}{57.6+66.5} = 1641.6\text{Pa}$$

则全矿不包括外部漏风的总风阻是

$$R = h_r/(Q_{m1}+Q_{m2})^2 = 1641.6/(57.6+66.5)^2 = 0.10659\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$$

全矿不包括外部漏风的总等积孔是

$$A = 1.1896(Q_{m1}+Q_{m2})/\sqrt{h_r} = 1.1896(57.6+66.5)/\sqrt{1641.6} = 3.64\text{m}^2$$

或

$$A = 1.1896/\sqrt{R} = 1.1896/\sqrt{0.10659} = 3.64\text{m}^2$$

对于使用多台主要通风机的矿井，都应使用这种方法计算全矿的总风阻和总等积孔。只有$h_{r1}=h_{r2}$时，才能用$A=A_1+A_2$计算。

若两翼主要通风机的风压分别是$h_{f1}=h_{r1}$、$h_{f2}=h_{r2}$，且两翼通风机电设备总效率$\eta_1=\eta_2=0.6$，电费单价$e=0.9$元/(kW·h)。则两翼一天的通风电费分别是

$$C_1=\frac{h_{f1}\times Q_{f1}\times 24\times e}{1000\eta_1}=\frac{1274\times 60\times 24\times 0.9}{1000\times 0.6}=2752\text{ 元/d}$$

$$C_2=\frac{h_{f2}\times Q_{f2}\times 24\times e}{1000\eta_2}=\frac{1960\times 70\times 24\times 0.9}{1000\times 0.6}=4939\text{ 元/d}$$

全矿一天的通风电费：

$$C=C_1+C_2=2752+4939=7691\text{ 元/d}$$

1.3.5 通风阻力测定

1. 通风阻力测定的内容

通风阻力测定的内容包括：

(1) 测算风阻。通过测量各巷道的通风阻力和风量以标定它们的标准风阻值（指井下平均空气密度的风阻值），并编辑成表，作为基本资料。为了检查或分析比较，有时还要测算各采区、各水平和全矿井的总风阻或总等积孔。

(2) 测算摩擦阻力系数。为了适应矿井通风设计工作的需要，需通过测量通风阻力和风量以标定各种类型的井巷的摩擦阻力系数，编辑成表。

(3) 测量通风阻力的分配情况。为了寻求和分析问题，有时需要沿着通风阻力大的路线，在尽可能短的时间内，连续测量各个区段的通风阻力，以得出整个路线上通风阻力的分配情况。

《煤矿安全规程》规定，新井投产前必须进行1次矿井通风阻力测定，以后每3年至少进行1次。矿井转入新水平生产或改变一翼通风系统后，必须重新进行矿井通风阻力测定。

常用测量方法有压差计法和气压计法两种。压差计法是用胶皮管将两测点连接到压差计两端的测法；气压计法则不用连接两测点。两种方法各有优缺点和使用条件，可互相补充。

2. 通风阻力测定方法

(1) 同步测定法，即用A和B两台气压计分别在某段风流的起点和末点同时读数。

例如，对图6-1-9中的回风井1—2段进行测量。A和B两台气压计分别在1和2测点安置平稳，并在预先约定的时间同时读数，把两个读数换算成大气压力，即分别是两测点空气的绝对静压值P_{s1}和P_{s2}；同时用有关仪表分别测算两测点的空气平均密度ρ_1、ρ_2和两测之间的密度差ρ_{1-2}(kg/m³)以及测点1的风速v_1(m/s)（测点2设在地表，其风速$v_2=0$)；预先量出两测点的高差Z_{1-2}(m)。将以上各实测数值代入下式，便可算出两测点间的通风阻力为

$$h_{r1-2}=P_{s1}-P_{s2}+\rho_1 v_1^2/2-Z_{1-2}\rho_{1-2}g \qquad (6\cdot 1-35)$$

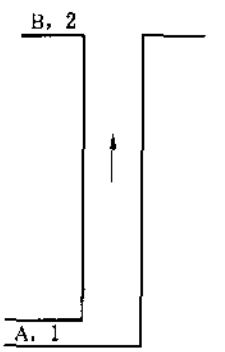


图6-1-9 回风井某段风流测量示例

式中两测点的位能差数值较大，须把 Z_{1-2} 和 ρ_{1-2} 测准，否则会产生较大误差。

此外，还要测量通过井筒内的风量 $Q(m^3/s)$，用下式计算该测量段的风阻 R_{1-2}，再换算成标准风阻 R_{s1-2} 值。

$$R_{1-2}=h_{r1-2}/Q^2 \tag{6-1-36}$$

测量段的位能差有时较难测准，是这种测量方法的一大缺点。因此必要时可用下一种测量方法。

(2) 用 A 和 B 两台气压计分别在起点和末点同时读数；尽快改变测量段内的风量，两台气压计仍在原地同时读数。

仍以图 6-1-9 为例，若在上午 8 时测得井筒内的风量为 $Q(m^3/s)$，同时用式 (6-1-35) 预算两测点间的通风阻力，式中右边各项除高差 Z_{1-2} 外都是 8 时的测算值。紧接着在 10h 内在测点 1 的左侧用挡风帘使井筒内的风量减少到 $Q(m^3/s)$，同时测算出下式右边各项。

$$h'_{r1-2}=P'_{s1}-P'_{s2}+\rho_1 v_1'^2/2-Z_{1-2}\rho_{1-2}g \tag{6-1-37}$$

然后用下式计算该测量段的风阻 R_{1-2}，再换算为标准风阻 R_{s1-2} 值。

$$R_{1-2}=h'_{r1-2}/Q'^2$$

矿井通风系统阻力测定精度的相对误差应小于 5%。然而，由于受测量条件或实测工作量的限制，尤其在巷道复杂、风流状况不稳定的矿井，其测定结果往往存在一定误差，难以达到精度要求。为减小这种误差，可在数据处理时对矿井风网实测风量进行平衡。首先，根据实测风量可以准确地绘制风网结构图，然后根据风机房内的监测仪或压差计实测的相对静压值（近似为矿井通风总阻力）进行计算机风网仿真解算。根据各个分支的实际情况合理地反复调整风阻值，当全矿各井巷的风量与实际风量分配基本吻合，且各个分支阻力总合基本等于风机的相对静压值时，风量平衡基本完成。由于风量平差、风阻调整时充分考虑了通风系统的实际情况，因而该方法可信度、精确度高。

3. 矿井通风阻力的分布

通风系统的 3 个段是指进风段、用风段、回风段。三段划分的方法是从进风井口到采区石门之间的巷道称为进风段，从采区进风石门到采区回风石门之间的巷道称为用风段，从回风石门到排风井口为回风段。三段的阻力比例可以作为衡量通风设计、通风管理优劣的一个标志。矿井通风阻力的分配受矿井条件影响较大，难以确定合理的分布比例。研究及统计结果表明：新设计矿井的通风系统中，进风段阻力占总阻力 25%、用风段占 45%、回风段占 30% 为宜。一般地，随着矿井服务年限的增加，回风段的阻力会有所增大，但从矿井抗灾能力的角度要求，回风段的阻力不应超过总阻力的 50%。

1.4　通风网络风量分配与调节

1.4.1　通风网络风量分配

1.4.1.1　通风网络的基本形式

1. 通风网络的联结形式

通风网络基本联结形式可分为串联通风网络、并联通风网络、角联通风网络和复杂联结通风网络。

1) 串联通风网络

由两条或两条以上的分支彼此首尾相连，中间没有分节点的线路叫做串联风路，如图6-1-10所示。

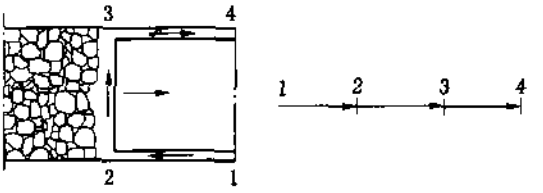


图6-1-10 串联通风网络

2）并联通风网络

由两条或两条以上具有相同始节点和末节点的分支所组成的通风网络叫做并联通风网络，如图6-1-11所示。

3）角联通风网络

在简单并联风网的始节点和末节点之间有一条或几条风路贯通的通风网络叫做角联通风网络，如图6-1-12所示。贯通的分支习惯叫做对角分支。单角联风网只有一条对角分支，多角联风网则有两条或两条以上的对角分支。

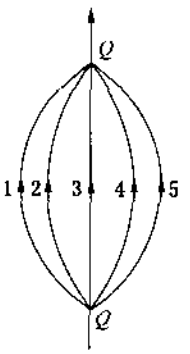


图6-1-11 并联通风网络

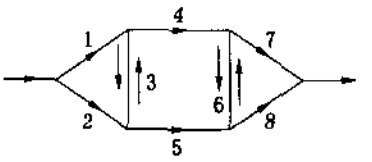


图6-1-12 角联通风网络

4）复杂联结通风网络

由串联、并联、角联和更复杂的联结方式所组成的通风网络，统称为复杂通风网络。

2. 风网参数的计算

1）串联通风网络

串联通风网络具有如下特性：

（1）总风量等于各分支的风量，即

$$M_s = M_1 = M_2 = M_3 = \cdots = M_n$$

当各分支的空气密度相等时，或将所有风量换算为同一标准状态的风量后，有

$$Q_s = Q_1 = Q_2 = Q_3 = \cdots = Q_n \tag{6-1-38}$$

（2）总风压等于各分支风压之和，即

$$h_s = h_1 + h_2 + h_3 \cdots + h_n = \sum_{i=1}^{n} h_i \tag{6-1-39}$$

（3）总风阻等于各分支风阻之和，即

$$R_s = \frac{h_s}{Q_s^2} = R_1 + R_2 + R_3 \cdots + R_n = \sum_{i=1}^{n} R_i \tag{6-1-40}$$

（4）串联风路等积孔与各分支等积孔间的关系为

$$A_s = \frac{1}{\sqrt{\frac{1}{A_1^2} + \frac{1}{A_2^2} + \frac{1}{A_3^2} + \cdots + \frac{1}{A_n^2}}} \tag{6-1-41}$$

2）并联通风网络

（1）总风量等于各分支风量之和，即

$$M_s = M_1 + M_2 + M_3 + \cdots + M_n = \sum_{i=1}^{n} M_i$$

当各分支的空气密度相同时，或将所有风量换算为同一标准状态的风量后，有

$$Q_s = Q_1 + Q_2 + Q_3 + \cdots + Q_n = \sum_{i=1}^{n} Q_i \tag{6-1-42}$$

（2）总风压等于各分支风压，即

$$h_s = h_1 = h_2 = h_3 = \cdots = h_n \tag{6-1-43}$$

注意：当各分支的位能差不相等，或分支中存在风机等通风动力时，并联分支的风压并不相等。

（3）并联风网总风阻与各分支风阻存在如下关系：

$$R_s = \frac{h_s}{Q_s^2} = \frac{1}{\left(\sqrt{\frac{1}{R_1}} + \sqrt{\frac{1}{R_2}} + \sqrt{\frac{1}{R_3}} + \cdots + \sqrt{\frac{1}{R_n}}\right)^2} \tag{6-1-44}$$

（4）并联风网等积孔等于各分支等积孔之和，即

$$A_s = A_1 + A_2 + A_3 + \cdots + A_n \tag{6-1-45}$$

（5）并联风网的风量分配：若已知并联风网的总风量，在不考虑其他通风动力及风流密度变化时，可由下式计算出并联风网中的任一分支 i 的风量：

$$Q_i = \sqrt{\frac{R_s}{R_i}} Q_s = \frac{Q_s}{\sum_{j=1}^{n} \sqrt{\frac{R_i}{R_j}}} \tag{6-1-46}$$

由上式可知，并联风网中的某分支所分配得到的风量取决于并联网络总风阻与该分支风阻之比。风阻小的分支风量大，风阻大的分支风量小。若要调节各分支风量，可通过改变各分支的风阻比值实现。

与串联通风相比，并联风网（即分区通风）的总风阻及总阻力较小，并联网路的总风阻比其中任一分支的风阻都小；另外，各并联分支的风量可用改变分支风阻等方法按需要进行调节；同时各并联分支都有独立的新鲜风流，而串联时后一风路的入风是前一风路排出的污风，尤其在发生事故时，串联的危害更为严重，因此并联通风对于提高工作地点

的空气质量及安全性具有明显的优点。所以，《煤矿安全规程》强调各工作面要独立通风，限制采用串联通风。

3）角联通风网络

如图6－1－13所示，在单角联风网中，对角分支5的风流方向，随着其他4条分支的风阻值R_1、R_2、R_3、R_4变化而变化，即有3种变化：

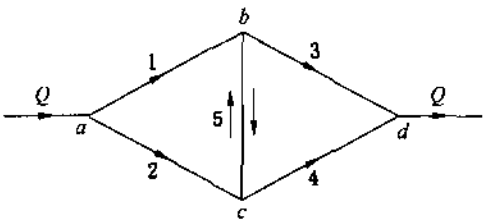


图6－1－13 角联通风网络

（1）当风量Q_5向上流时，风压$h_1 > h_2$，$h_3 < h_4$；风量$Q_1 < Q_3$，$Q_2 > Q_4$；则有：

$$R_1Q_1^2 > R_2Q_2^2 \rightarrow R_1Q_1^2 > R_2Q_4^2$$

$$R_3Q_3^2 < R_4Q_4^2 \rightarrow R_3Q_1^2 < R_4Q_4^2$$

将上面两式相除，得

$$\frac{R_1}{R_3} > \frac{R_2}{R_4} \quad 或 \quad K = \frac{R_1R_4}{R_2R_3} > 1 \tag{6－1－47}$$

这是Q_5向上流的判别式。

（2）当风量Q_5向下流时，同理可推出Q_5向下流的判别式为

$$K = \frac{R_1R_4}{R_2R_3} < 1 \tag{6－1－48}$$

（3）Q_5等于零的判别式为

$$K = \frac{R_1R_4}{R_2R_3} = 1 \tag{6－1－49}$$

判别式中不包括对角风路本身的风阻R_5，说明无论R_5怎样变化，该风路的风流方向不会变化，只可能使这一风路的风量大小发生变化。这是因为该风路的风流方向只取决于该风路起末两点风流的能量之差，而该能量差与R_5无关。

判别式的作用之一是用来预先判别不稳定风流的方向。例如在分支5尚未掘通之前，便可判定该风路掘通后的风流方向，即把4条非对角分支的风阻值代入判别式，如算得判据$K > 1$，便可判定Q_5向上流；如得$K < 1$，则Q_5必须向下流；如得$K = 1$，Q_5必等于零。

判别式的作用之二是用来制定风流不稳定的预防措施。例如，若1、5、4都是工作面，为保持Q_5稳定地向上流，不允许Q_5向下流或$Q_5 = 0$，须始终满足$K > 1$，而且K值越大，Q_5向上流就越稳定。故可根据实际情况，采取加大R_1或R_4，减少R_2或R_3的技术措施，并不断进行调整，使K始终保持最大的合理值，以保证Q_5的方向和大小始终稳定。

4）复杂通风网络

矿井通风的基本任务就是根据井下各个用风地点（采掘工作面、充电硐室、炸药库等）的需要，供给它们一定的新鲜风量（即为按需分配的风量），这个风量是已知数。新风在被送到各用风地点之前，以及各用风地点用过的回风，都要经过许多风路，这些风路有时形成复杂的风网。在风速不超限的条件下，这些复杂风网中各条分支通过的风量任其自然分配（即为自然分配的风量），是未知数，需通过计算确定。

计算复杂风网中的自然分配风量是为了掌握复杂风网的通风总阻力和总风阻，若不先求出风网中各分支的自然分配风量，就无法计算复杂风网的通风总阻力和总风阻；其次是为了验算各风道的风速是否符合《煤矿安全规程》的规定。

1.4.1.2　矿井通风系统图

矿井通风系统图包括矿井通风系统的风流路线与方向、通风设施和安装的位置。总体来说，矿井通风系统图包括通风系统平面图、通风系统网络图、通风系统立体图和通风系统立体示意图。

1.4.1.3　风量分配基本规律

1. 通风网络的基本术语

任何一个通风网络都是由一些基本单元组成，要认识一个矿井通风网络首先必须弄清楚这些基本单元的含义。

（1）节点。节点是指3条或3条以上风道的交点；断面或支护方式不同的两条风道，其分界点有时也可称为节点。

（2）分支。分支是两节点间的连线，也叫风道，在风网图上，用单线表示分支。其方向即为风流的方向，箭头由始节点指向末节点。

（3）路。路是由若干方向相同的分支首尾相接而成的线路，即某一分支的末节点是下一分支的始节点。

（4）回路和网孔。回路和网孔是由若干方向并不都相同的分支所构成的闭合线路，其中有分支者叫回路，无分支者叫网孔。

（5）假分支。假分支是风阻为零的虚拟分支，一般是指通风机出口到进风井口虚拟的一段分支。

2. 风量平衡定律

根据质量守恒定律，在单位时间内流入一个节点的空气质量，等于单位时间内流出该节点的空气质量。由于矿井空气不压缩，故可用空气的体积流量（即风量）来代替空气的质量流量。在通风网络中，流进节点或闭合回路的风量等于流出节点或闭合回路的风量，即任一节点或闭合回路的风量代数和为零。

对于图6－1－14的流进节点的情况：

$$Q_{1-4}+Q_{2-4}+Q_{3-4}+Q_{4-5}+Q_{4-6}=0 \tag{6-1-50}$$

对于图6－1－15流进闭合回路的情况：

$$Q_{1-2}+Q_{3-4}=Q_{5-6}+Q_{7-8}$$

或者

$$Q_{1-2}+Q_{3-4}-Q_{5-6}-Q_{7-8}=0 \tag{6-1-51}$$

把式（6－1－50）、式（6－1－51）写成一般关系式，则为

$$\sum_{i=1}^{n} Q_i = 0 \tag{6-1-52}$$

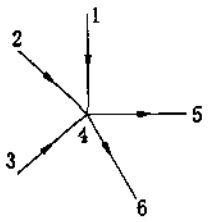


图6-1-14 风量平衡

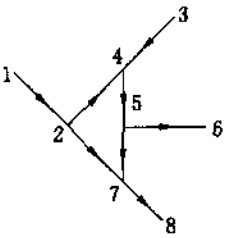


图6-1-15 风压平衡

式（6-1-52）表明：流入节点、回路或网孔的风量与流出节点、回路或网孔的风量的代数和等于零。一般取流入的风量为正，流出的风量为负。

3. 风压平衡定律

任一回路或网孔中的风流遵守能量守恒定律，回路或网孔中不同方向风流的风压或阻力必须平衡或相等。对图6-1-15有：

$$h_{2-4}+h_{4-5}+h_{5-7}=h_{2-7}$$

或者

$$h_{2-4}+h_{4-5}+h_{5-7}-h_{2-7}=0$$

写成一般的关系式为

$$\sum_{i=1}^{n} h_i = 0 \qquad (6-1-53)$$

上式表明：回路或网孔中不同方向的风流，它们的风压或阻力的代数和等于零。一般取顺时针方向风流的风压为正，逆时针方向风流的风压为负。

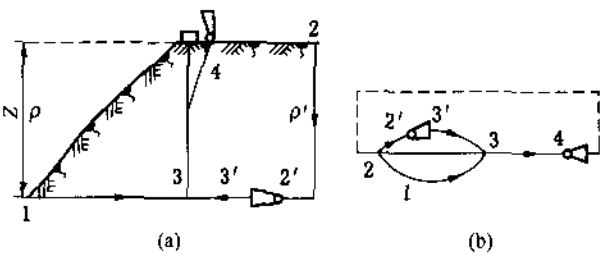


图6-1-16 某矿井示意图

在图6-1-16a所示的矿井中，平硐口1和进风井口2的标高相差Z；风道2—3和1—3构成敞开并联风网。在2—3风道上安装一台辅助通风机，其风压h_f作用方向和顺时针方向一致；1和2两点的地表大气压力分别为P_0和P_0'，1和2两点高差间的地表空气密度平均值为ρ，进风井内的空气密度平均值为ρ'，则

$$P_0 = P_0' + Z\rho g$$

根据风流的能量方程得平硐1—3段的风压为

$$h_{1-3} = P_0 - (P_3 + h_{v3}) = P'_0 + Z\rho g - (P_3 - h_{v3})$$

式中 P_3，h_{v3}——3 点的绝对静压和速压。

风路 2—3 段的风压是风道 2—2′和 3′—3 段的风压之和，即

$$h_{2-3}=h_{2-2'}+h_{3'-3}=[P_0'-(P_2'+h_{v2'})+Z\rho' g]+[(P_3'+h_{v3'})-(P_3+h_{v3})]$$

式中 P_2'，P_3'——辅助通风机进风口 2′和出风口 3′的绝对静压；

$h_{v2'}$，$h_{v3'}$——辅助通风机进风口和出风口的速压。

因 $$h_f=P_3'+h_{v3'}-(P_2'+h_{v2'})$$

则 $$h_{2-3}=P_0'+h_f-(P_3+h_{v3})+Z\rho' g=P_0'+Z\rho g-(P_3+h_{v3})+h_f+Z(\rho'-\rho)g$$

或 $$h_{2-3}-h_{1-3}=h_f+Z(\rho'-\rho)g$$

因敞开并联风网内的自然风压是

$$h_n=Z(\rho'-\rho)$$

故得 $$h_{2-3}-h_{1-3}=h_f+h_n$$

或 $$h_{2-3}-h_{1-3}-h_f-h_n=0$$

写成一般关系式为

$$\sum_{i=1}^{n}h_i-h_f-h_n=0 \qquad (6-1-54)$$

上式即为风压平衡定律。在网孔或回路中有机械风压和自然风压存在时应用，则表明：只要把敞开并联中的机械风压和自然风压加入计算，便可把两个能量不同的进风点（如图 6－1－16 中的 1 点和 2 点）用虚线联起来，形成概念的网孔或回路。上式的适用条件是：取顺时针方向的风流的风压为正；网孔或回路中机械风压和自然风压（当 $\rho'>\rho$ 时）的作用方向都是顺时针方向。若网孔或回路中机械风压和自然风压（当 $\rho'<\rho$ 时）的作用方向都是逆时针方向，则上式变为

$$\sum_{i=1}^{n}h_i+h_f+h_n=0 \qquad (6-1-55)$$

分析有 h_f 和 h_n，或只有 h_n 存在的网孔或回路参数时，要应用上述原则来识别 h_f、h_n 的正负。

4. 阻力定律

风流在通风网络中流动，绝大多数属于完全紊流状态，其阻力定律遵守平方关系，即

$$h_i=R_iQ_i^2 \qquad (6-1-56)$$

式中 h_i——风网中某条风路的风压或阻力，Pa；

R_i——该条风路的风阻，$N\cdot s^2/m^8$；

Q_i——该条风路的风量，m^3/s。

1.4.1.4 计算机解算矿井通风网络

矿井通风网络自然分风解算的实质是在给定风网图、分支风阻和分支通风动力的前提下求解分支风量和分支通风阻力，以便确定风网的总阻力，并按《煤矿安全规程》要求验算各支路的风速。

通风网络的解算方法很多，但基本上可分为回路法和节点法两大类。由于回路法提出较早，又能进行手算，故在实际中应用较为普遍。国内外广泛应用的回路法为斯考德－恒斯雷（Scott－Hinsley）法。斯考德－恒斯雷法的实质是以图论为基础，以风流流动的基本定律为依据，求解回路的修正风量，直到其值达到预定的精度要求，从而获得接近方程

组实解的风量。

1.4.2 通风网络风量调节

风量调节按照其范围的大小，可分为局部风量调节和矿井总风量调节两类。

1.4.2.1 局部风量调节

局部风量调节是指在采区内部工作面之间、采区之间或生产水平之间的风量调节。局部风量调节方法有增阻调节法、降阻调节法和增压调节法3种。

1. 增阻调节法

增阻调节法是以并联网络中阻力大的风路的阻力值为基础，在各阻力较小的巷道中安设调节风窗等设施，增大巷道的局部阻力，从而降低与该巷道处于同一通路中的风量，增大与其关联的通路上的风量。增阻调节法的实质是在风网阻力较小的并联支路中安设调节风窗，增加风阻以保证风量按需分配。这是目前使用最普遍的局部调节风量的方法。

增阻调节是一种耗能调节法。具体措施主要有调节风窗、临时风帘以及空气幕调节装置等。其中使用最多的是调节风窗，其制造和安装都较简单。

1）增阻调节的计算

用下式计算调节风门的面积：

$$S_w = \frac{QS}{Q + 0.759S\sqrt{h_w}} \tag{6-1-57}$$

或

$$S_w = \frac{S}{1 + 0.759S\sqrt{R_w}} \tag{6-1-58}$$

$$R_w = \frac{h_w}{Q^2}$$

式中 Q——调节风门所在巷道的风量，m^3/s；

S——调节风门所在巷道的断面积，m^2；

h_w——调节风门的阻力，Pa；

R_w——调节风门的风阻，$N \cdot s^2/m^8$。

2）增阻调节的分析

增阻调节使风网总风阻增加，如果主通风机特性曲线不变，总风量会减少，因此，在一定条件下可能达不到风量调节的预期效果。

3）使用增阻调节法的注意事项

（1）调节风门应尽量安设在回风巷道中，以免妨碍运输。当必须设在运输巷道时，则可采取多段调节，即用若干个面积较大的调节风门来代替一个面积较小的调节风门，此时大面积的调节风门可让运输设备通过。

（2）在复杂的风网中，要注意调节风门位置的选择，防止重复设置，避免增大风压和电耗。

4）增阻调节法的优缺点与适用条件

增阻调节法具有简便、易行的优点，它是采区内巷道间的主要调节措施。但这种调节法使矿井的总风阻增加，如果主风机风压曲线不变，势必造成矿井总风量下降；要想保持总风量不减少，就得改变风机风压曲线，提高风压，增加通风电力费用。因此，在安排产

量和布置巷道时，尽量使网孔中各风路的阻力不要相差太悬殊，以避免在通过风量较大的主要风路中安设调节风门。

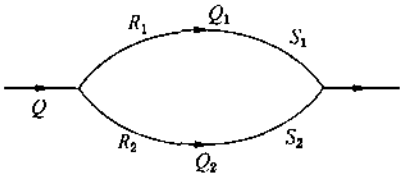


图 6－1－17　某矿通风网络图

5）增阻调节法实例

如图 6－1－17 所示，某矿采区因产量变化较大，需要对风量进行调节，调节前测得并联采区 1、采区 2 的风量分别为 $Q_1 = 12.4\text{m}^3/\text{s}$、$Q_2 = 17.6\text{m}^3/\text{s}$，风阻分别为 $R_1 = 2.101\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$、$R_2 = 1.039\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$，巷道断面积 $S_1 = S_2 = S = 4.0\text{m}^2$，实际需要风量分别为 $Q_1' = 16.0\text{m}^3/\text{s}$，$Q_2' = 14.0\text{m}^3/\text{s}$。采用风窗调节，求应设风窗的开口面积 S_W。

解：风量调节前，两采区的阻力分别为

$$h_1 = R_1 Q_1'^2 = 2.101 \times 16^2 = 537.856\text{Pa}$$

$$h_2 = R_2 Q_2'^2 = 1.039 \times 14^2 = 203.644\text{Pa}$$

因为 $h_2 < h_1$，所以调节风门加在采区 2 上。

调节风门的风阻为

$$R_\text{W} = \frac{h_\text{W}}{Q^2} = \frac{h_1 - h_2}{Q_2^2} = \frac{537.856 - 203.644}{14^2} = 1.7052\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$$

风窗的开口面积为

$$S_\text{W} = \frac{S}{1 + 0.759 \times S \times \sqrt{R_\text{W}}} = \frac{4.0}{1 + 0.759 \times 4.0 \times \sqrt{1.7052}} = 0.81\text{m}^2$$

2. 降阻调节法

降阻调节法与增阻调节法相反，它是以并联网络中阻力较小风路的阻力值为基础，在阻力较大的风路中采取降阻措施，降低巷道的通风阻力，从而增大与该巷道处于同一通路中的风量，或减小与其并联通路上的风量。

降阻调节的措施主要有：①扩大巷道断面；②降低摩擦阻力系数；③清除巷道中的局部阻力物；④采用并联风路；⑤缩短风流路线的总长度等。

降阻调节法与增阻调节法相反，可以降低矿井总风阻，并增加矿井总风量，但降阻措施的工程量和投资一般都较大，施工工期较长，所以一般在对矿井通风系统进行较大的改造时采用。

在生产实际中，在通过风量大、风阻也大的风硐、回风石门、总回风道等地段，采取扩大断面、改变支护形式等降阻措施，往往效果明显。

1）降阻调节的计算

如图 6－1－18 的并联风网，两巷道的风阻分别为 R_1 和 R_2，所需风量为 Q_1 和 Q_2，则两巷道的阻力分别为

$$h_1 = R_1 Q_1^2$$

$$h_2 = R_2 Q_2^2$$

如果 $h_1 > h_2$，则以 h_2 为依据，把 h_1 减到 h_1'，为此，须把 R_1 降到 R_1'，即

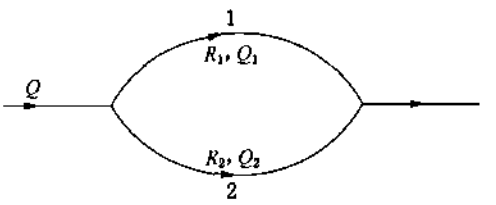


图 6－1－18　并联风网通风网络图

$$h_1' = R_1' Q_1^2 = h_2$$

$$R_1' = \frac{h_2}{Q_1^2} \tag{6-1-59}$$

由 $R = \alpha LU/S^3$ 可知，降阻的主要办法是扩大巷道的断面。如把巷道全长 L 的断面扩大到 S_1'，则

$$R_1' = \frac{\alpha_1' L_1' U_1'}{S_1'^3} \tag{6-1-60}$$

$$U_1' = C\sqrt{S_1'} \tag{6-1-61}$$

式中 α_1'——巷道 1 扩大后的摩擦阻力系数，$N \cdot s^2/m^4$；

U_1'——巷道 1 扩大后的周界，随断面大小和形状而变化；

C——决定于巷道断面形状的系数，对于梯形巷道，$C = 4.03 \sim 4.28$；对于三心拱巷道，$C = 3.8 \sim 4.06$；对于半圆拱巷道，$C = 3.78 \sim 4.11$。

由上式得到巷道 1 扩大后的断面积为

$$S_1' = \left(\frac{\alpha_1' L_1 C}{R_1'}\right)^{\frac{2}{5}} \tag{6-1-62}$$

如果所需降阻的数值不大，而且客观上又无法采用扩大巷道断面的措施时，可改变巷道壁面的平滑程度或支架型式，以减少摩擦阻力系数来调节风量。改变后的摩擦阻力系数可用下式计算：

$$\alpha_1' = \frac{R_1' S_1'^{2.5}}{L_1' C} \tag{6-1-63}$$

2）降阻调节的分析

降阻调节的优点是使矿井总风阻减少。若风机风压曲线不变，采用降阻调节后，矿井总风量增加。因而，在增加风量的风路中风量的增加值将大于另一风路的风量减少值，其差值就是矿井总风量的增加值。但这种调节法工程量大，投资较多，施工时间也较长。所以降阻调节多在矿井产量增大或原设计不合理，或者某些主要巷道年久失修的情况下，用来降低主要风流中某一段巷道的阻力。

一般情况下，当所需降低的阻力值不大时，应首先考虑减少局部阻力。另外，也可在阻力大的巷道旁侧开掘并联巷道。在一些老矿中，应注意利用废旧巷道通风。

3. 增压调节法

如果采用增加风压的调节方法，就必须以阻力小的一采区的阻力值为依据，在阻力较大的二采区内安设一台辅助通风机，让辅助通风机产生的风压和主要通风机能够供给这两个并联采区的风压共同来克服二采区的阻力。布置方法有：

（1）选择合适的辅助通风机，但不调整主要通风机的风压曲线。

（2）选择合适的辅助通风机，同时调整主要通风机的风压曲线。

增压调节法和降阻调节法相比，由于前者在阻力较大的风路中安装辅助通风机，故可不必提高主要通风机用于这条风路上的风压，而相当于主要通风机对这条风路的工作风阻下降，这点和降阻调节法很类似。一般来说，它比降阻调节法施工快，施工也较方便，但管理工作较复杂，安全性比较差。

与增阻调节法相比，虽然增压调节法要增加辅助通风机的购置费、安装费、电力费和

绕道的开掘费等，但若它能使主要通风机的电力费降低很多，服务时间又很长时，还是比较经济的。缺点是管理工作比较复杂，安全性比较差，施工比较困难。

并联风网中各条风路的阻力相差比较悬殊，主要通风机风压满足不了阻力较大的风路，不能采用增阻调节法，而采用降阻调节法又来不及时，可采用安装辅助通风机的增压调节法。

1.4.2.2　*矿井总风量调节*

矿井总风量调节的主要措施是改变主通风机的工况点，其方法有：改变主要通风机的特性曲线和改变主要通风机的工作风阻曲线。

1. 改变主要通风机的特性曲线

（1）改变轴流式通风机动轮叶片的安装角度。轴流式通风机的特性曲线随着动轮叶片安装角的变化而变化。

（2）改变通风机的转速。改变通风机的转速能改变通风机的特性曲线，即转速越大，通风机的风量和风压越大。改变通风机转速的方法，主要用于离心式通风机。它的具体做

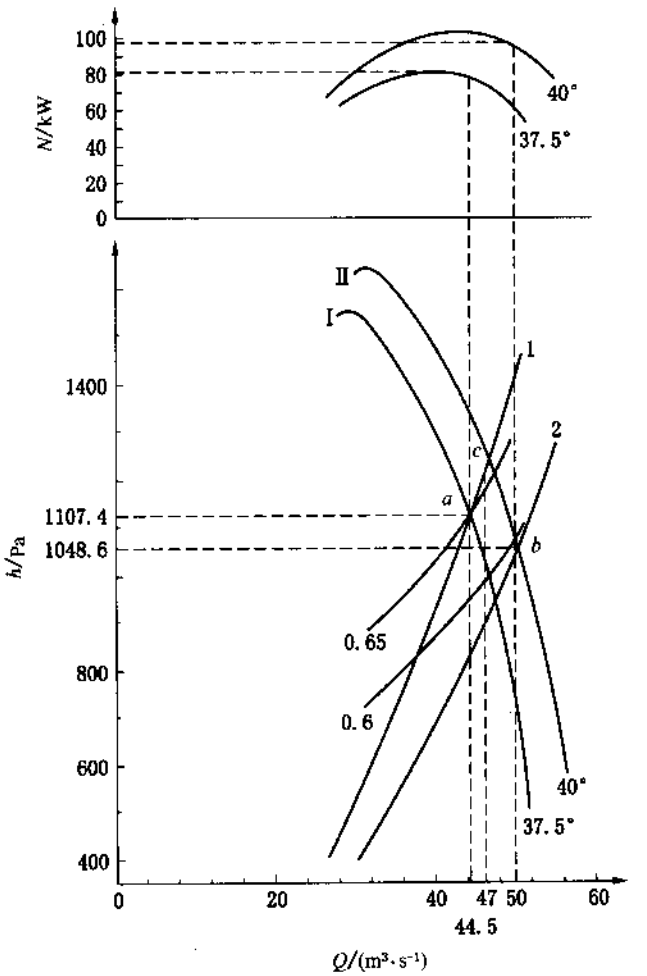


图 6-1-19　改变主要通风机的工作风阻曲线调节风量

法是，如果通风机和电动机之间是间接传动的，可改变带轮直径的大小来增加转速；如果通风机和电动机之间是直接传动的，则改变电动机的转速或更换电动机。

2. 改变主要通风机的工作风阻曲线

某矿抽出式通风机是轴流式风机，叶片安装角为37.5°，静风压特性曲线为Ⅰ曲线，如图6－1－19所示，工作点是 a 点，工作风阻 $R_f=1107.4/(44.5)^2=0.56\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$，工作风阻曲线为1曲线。该风机叶片最大安装角为40°，其静压曲线为Ⅱ曲线。

如果生产要求主要通风机通过 $50\text{m}^3/\text{s}$ 的风量，则由风压曲线Ⅱ只能产生1048.6Pa的静风压，不能满足原有风压1107.4Pa。如果用降低主通风机工作风阻的调节方法，就必须设法将其工作风阻降低到 $R_f'=1048.6/50^2=0.42\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$。用这个数值画出风阻曲线2，使它通过工作点 b，这时主要通风机的静压效率接近0.6，输入功率约96kW。

如果不降低主要通风机的工作风阻，则工作点是 c 点，此时主要通风机只能通过 $47\text{m}^3/\text{s}$ 的风量，不能满足要求。所以，当该矿所要求的通风能力超过主要通风机最大潜力又无法采用其他调节法时，就得根据 R_f 的数值用扩大井巷的断面、开凿并联双巷或增加进风井口等方法把主要通风机的工作风阻降低。

如果主要通风机的风量大于实际所需要的风量时，可以增加主要通风机的工作风阻，使总风量下降。由于离心式通风机的功率是随着风量的减少而减少，主通风机的工作风阻由 R 增到 R' 时，其风量由 Q 降到 Q'，主要通风机的输入功率则由 N 降到 N'。所以，对于离心式通风机可以利用设在风硐中的闸门进行调节，当所需风量变小时，可以放下闸门以增加风阻来减少风量。对于轴流式通风机，当所需风量变小时，可以把动轮叶片安装角调小，它比增加工作风阻的方法，在电力消耗上要经济得多。

2　通　风　动　力

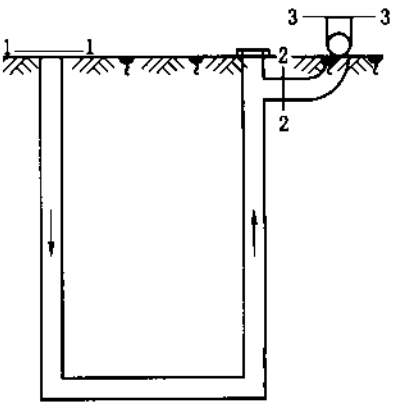
矿井中的空气之所以能在巷道中运动而形成风流，是由于风流的起末点间存在着能量差。这种能量差若是由通风机提供的，则称为机械风压；若是由矿井自然条件产生的，则称为自然风压。机械风压和自然风压都是矿井通风的动力，用以克服矿井的通风阻力，促使空气流动。但自然风压一般较小且不稳定，难以满足矿井通风的要求，因此我国《煤矿安全规程》规定：矿井必须采用机械通风。我国煤矿现已普遍使用主要通风机进行机械通风，使矿井通风条件得到了根本保证和改善。

2.1　机械通风

利用通风机运转产生的通风动力，致使空气在井下巷道流动的通风叫做机械通风。按通风机的工作方式将机械通风分为抽出式、压入式和抽压混合式 3 种。

2.1.1　抽出式通风

抽出式的主要通风机安装在回风井口，在主要通风机的作用下，整个矿井通风系统处在低于当地大气压力的负压状态。抽出式通风方式如图 6－2－1 所示。



1—1—风井入口处断面；
2—2—通风机入口处断面；
3—3—扩散塔出口断面

图 6－2－1　抽出式通风方式

抽出式通风机的全压与自然风压共同作用，克服矿井通风阻力，并在通风机扩散塔出口，造成动压损失。在通风技术上，利用良好的扩散器，降低通风机出口的动压损失，对提高通风机的效率很有实际意义。

当不考虑自然风压时，在通风机的全压中，用于克服矿井阻力 h_{1-2} 的那一部分，常称为通风机有效静压，以 H'_s 表示：

$$H'_s = H_f - \frac{\rho_3 v_3^2}{2} \qquad (6-2-1)$$

式中　H_f——通风机全压；

ρ_3——扩散塔出口空气平均密度；

v_3——扩散塔出口空气平均速度。

上式说明，在抽出式通风时，通风机的有效静压，等于通风机在风硐中所造成的静压与风硐中风流动压之差，或者等于通风机的全压与扩散塔出口动压之差。

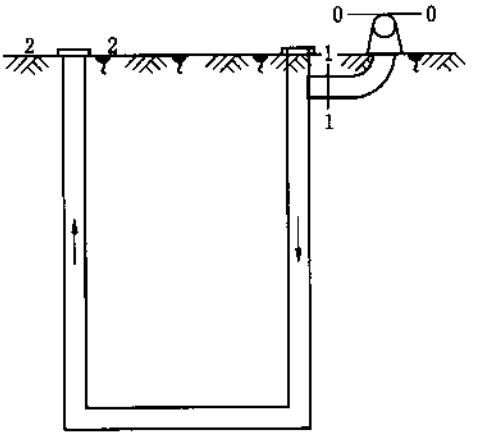
抽出式通风方式的优点是：当主要通风机因故停止运转时，井下风流的压力提高，可能使采空区瓦斯涌出量减少，有利于瓦斯管理，比较安全；外部漏风量少，通风管理比较简单；与压入式通风相比，不存在向下水平过渡时期改变通风方法的困难。缺点是当地面

存在小窑塌陷区并和开采裂隙沟通时，抽出式通风会把小窑中积存的有害气体抽到井下，并使工作面的有效风量减少。

2.1.2 压入式通风

压入式通风方式的主要通风机安设在进风井口，作压入式工作，井下风流处于正压状态。压入式通风方式如图6-2-2所示。

压入式通风方式的优点是：节省风井场地，施工方便，主要通风机台数少，管理方便；开采浅部煤层时采区准备较容易，工程量少，工期短，出煤快；能用一部分回风把小窑塌陷区的有害气体压到地面。缺点是：井口房、井底煤仓及装载硐室漏风大，管理困难；风阻大，风量调节困难；由第一水平的压入式过渡到第二水平的抽出式，改造工程量大，过渡期长，通风管理困难；当主要通风机因故停止运转时，井下风流压力降低，可能在短时间内引起采空区或封闭区的瓦斯大量外涌；主要通风机位于工业场地内有噪声影响。



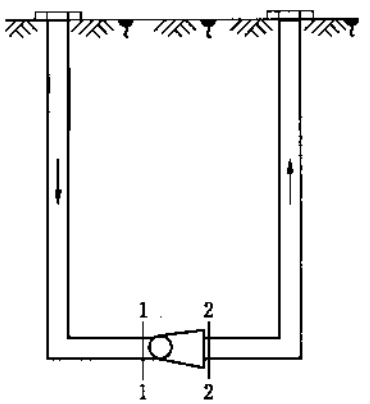
0—0—通风机入口处断面；
1—1—通风机出口处断面；
2—2—风井出口处断面

图6-2-2 压入式通风方式

一般认为压入式通风不宜在高瓦斯矿井采用。低瓦斯矿井的第一水平有地表漏风，矿井地面地形复杂、高差起伏，无法在高山上安装主要通风机，总回风巷维护困难时，可以考虑采用压入式通风方式。

2.1.3 抽压混合式通风

当井下某采区通风阻力过大，辅助通风机安装在井下时，在辅助通风机前后都有一段风路，通风机前段为抽出式，通风机出口端为压入式。为考虑问题简便，不考虑地面主要通风机情况，如图6-2-3所示。



1—1—通风机入口处断面；
2—2—通风机出口处断面

图6-2-3 抽压混合式通风方式

当通风机安装在井下时，通风机的全压与自然风压之和，用于克服入风侧与排风侧阻力之和，并在出风井口造成动压损失。

抽压混合式通风方式的进风部分处于正压，回风部分处于负压，工作面大致处于中间，其正压或负压均不大，采空区通连地表的漏风因而较小，适用于自然发火严重的矿井。其缺点是使用的通风机设备多，管理复杂。

综上所述，无论压入式、抽出式或通风机安装在井下，用于克服矿井通风阻力和造成出风井口动压损失的通风动力，均为通风机的全压与自然风压之总和，在这一点上是共同的。因此，通风方式或主要通风机安装地点对通风机能量的有效利用不会产生多大影响。值得注意的是，无论何种通风方式，或安装地点有何不同，降

低出风井口风流的动压损失，对节省通风机的能量，都是非常必要的。

2.2　通风机的类型

矿用通风机按其服务范围和所起的作用不同分为 3 种：

（1）主要通风机。担负整个矿井或矿井的一翼或一个较大区域通风的通风机，称为矿井的主要通风机。主要通风机必须昼夜运转，它对矿井安全生产和井下工作人员的身体健康、生命安全关系极大。主要通风机一般安装在地面上，也是矿井的重要耗电设备。所以对主要通风机的选用，必须从安全、技术、经济等方面进行综合考虑。

（2）辅助通风机。用来帮助矿井主要通风机对一翼或一个较大区域克服通风阻力、增加风量的通风机，称为主要通风机的辅助通风机。辅助通风机大多安装在井下，目前已很少使用。

（3）局部通风机。为满足井下某一局部地点通风需要而使用的通风机，称为局部通风机。局部通风机主要用作井巷掘进通风。

本章重点介绍主要通风机。矿用主要通风机按其构造和工作原理不同，可分为离心式通风机和轴流式通风机两大类，其中轴流式通风机又可分为普通轴流式和对旋式两种。

2.2.1　离心式通风机

我国矿井使用的离心式通风机主要有 G4－73、K4－73、Y4－73 和 4－72 等系列。该类通风机的特点是特性曲线较平缓、无驼峰，运行噪声较小、效率高，且具有启动功率较小等特点。运行时调节门（前导器）可在 0°～70°范围内调节，用以改变运行工况，还可通过配置不同转速的电动机或通过电动机调速来改变其运行工况，适应性较好。其中 4－72 系列离心式通风机主要用于风量和通风阻力不是太大的中小型矿井。我国小型煤矿使用该系列风机较多，由于机型小，配置电机的容量也小，可配用 380V 或 660V 电压的电机，适用于低电压供电的矿井。

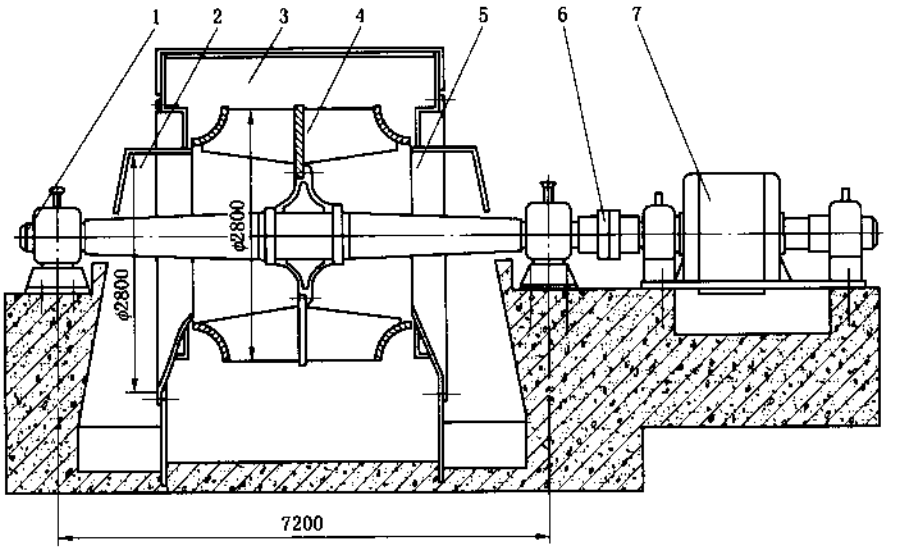
1. K4－73 系列离心式通风机

K4－73 系列离心式通风机包括 K4－73－01 和 K4－73－02 两个系列通风机。K4－73－02是在 K4－73－01 基础上设计而成。K4－73－02 系列通风机分№25、№28、№32 和№38 共4 个机号，可供年产量最高达 500 万 t 矿井作主要通风机使用，具有效率高的特点。K4－73－02 型离心通风机系双侧进风，主轴采用实心长轴大偏进风口及调心滑动轴承传动结构，并采用压力循环润滑系统。该通风机主要由转子组、机壳、进风口、进气箱、稀油站等部分组成，如图 6－2－4 所示。

2. 4－72－11 型通风机

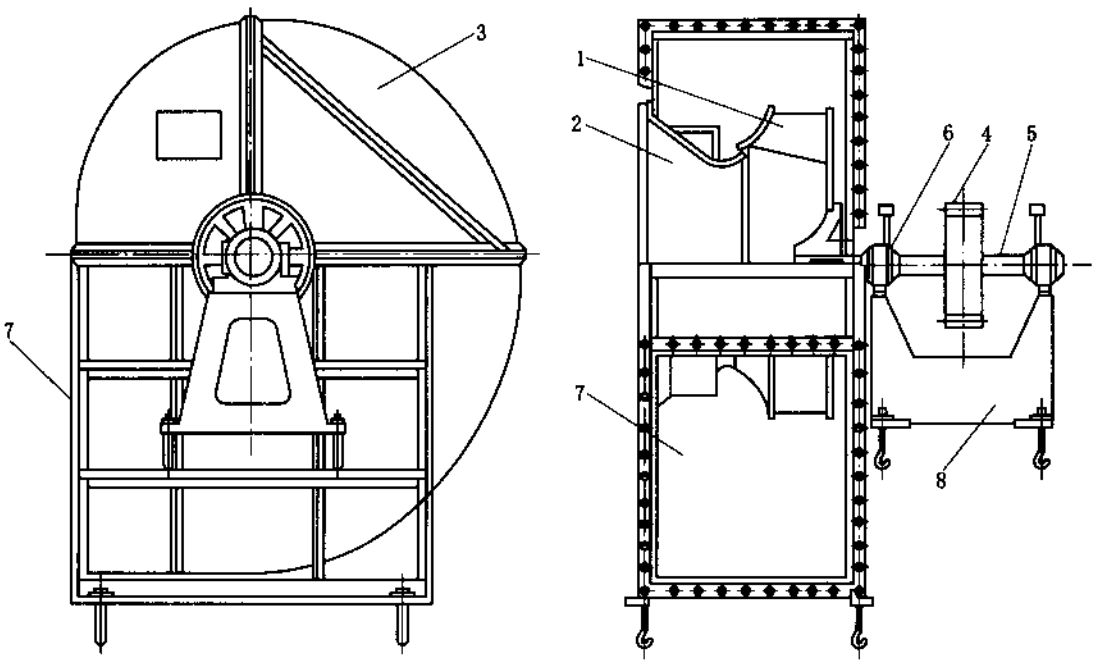
4－72－11 型通风机是单侧进风的中、低压离心式通风机，效率高、噪音低，主要用作工厂及大型建筑物的通风换气，规格较多，其中№16 和№20 两种（叶轮直径为 1600mm 及 2000mm）可供中、小型矿井通风用。

这类通风机的结构如图 6－2－5 所示。叶轮是由 10 支后倾机翼型中空叶片、曲线型前盘和平板型后盘构成，均用钢板构造并经过动、静平衡校正，空气性能良好，运转平稳。进风口呈收敛形，用钢板制成整体，稍许伸入叶轮入口并与前盘保持较小的间隙，进风顺利，损失小。机壳成蜗形，制成三开式，除沿轴线水平分为上、下两半外，上部又沿中心线垂直分为两半，用螺栓连接，出风口分 3 种：0°、90°、180°，不能调整。传动部



1—推力轴承；2—进风箱；3—机壳；4—转子组；5—进风口；6—联轴器；7—电动机

图 6-2-4 K4-73-02 系列№28F 离心通风机结构图



1—叶轮；2—进风口；3—机壳；4—带轮；5—主轴；6—轴承；7—出风口；8—轴承架

图 6-2-5 4-72-11 №16B 和№20B 通风机结构

分由主轴、轴承架、滚动轴承和带轮组成，采用悬臂支承叶轮，带轮在轴承中间，属 B 式传动。主轴转速共分 10 档，配有不同槽轮可以选用。№16 和№20 的最高转速分别为 900r/min 和 710r/min，最高全效率达 0.945，是当前中国国产中、低压离心式通风机中效率较高的一种。

3. G4－73－11 型通风机

G4－73－11 型通风机是单侧进风的中、低压离心式通风机，效率比较高。同 4－72－11 相比，虽机号相同，但风压和风量较大，常用于矿井通风的有№22、№25 和№28 3 种。

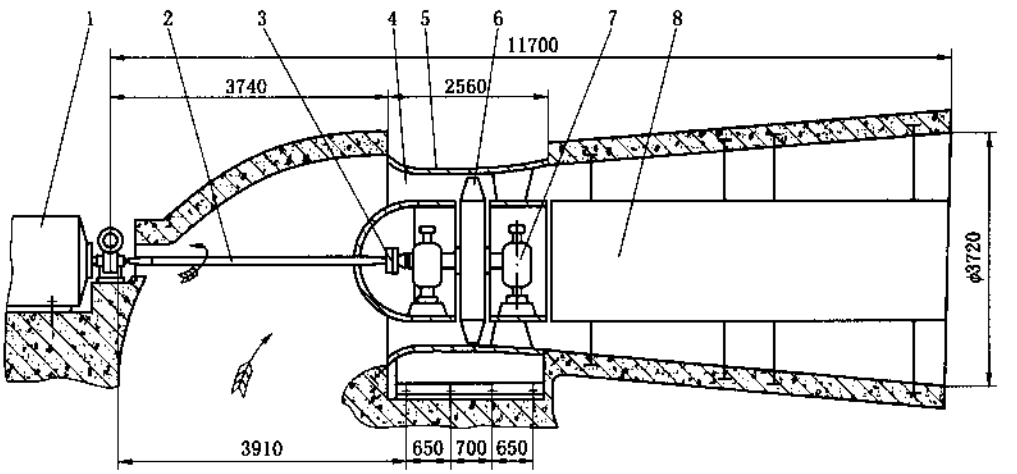
该类通风机叶轮的 10 支叶片系后倾机翼型叶片，叶轮前盘呈曲线形，后盘呈平板形，均用钢板制成，经过动、静平衡试验校正，空气性能良好，运行平稳。进风口呈收敛形，与叶轮间保持一定间隙。该机采用和电动机直联的传动方式，可以配备不同极数电机。为了在定转速下进行调节，该通风机装置了前导器，其叶片角可在 0°～60°范围内调节，以改变通风机特性。

2.2.2　轴流式通风机

目前我国生产的轴流式主要通风机有 1K、2K 系列和 GAF、KZS、FBCZ 系列等。叶轮直径 1.2～4.2m，可满足不同大小井型的需要。轴流式通风机均为机翼型扭曲叶片，叶片角度可在较大范围内进行有级（2K58）或无级（2K56、2K60）调节，且均可直接反转反风，是我国煤矿用量较大的一类风机。

1. 1K62 型轴流式通风机

1K62 型轴流式通风机属中压轴流通风机，适用于煤矿、金属矿通风，亦可用于其他情况下的通风换气。该通风机设计为卧式结构，从电动机一端看叶轮为逆时针方向（左）旋转，图 6－2－6 为 1K62 型№24 矿井轴流式通风机结构图。该通风机通过弹性联轴器用电动机直接驱动。轴承支架、主风筒用灰铸铁制成，叶片用铸造铝合金制成，其他部件用型材制成。通风机主要由进风口、主风筒、叶轮、传动组、刹车等组成。进风口包括集风



1—电动机；2—传动轴；3—联轴器；4—进风口；5—主风筒；6—叶轮；7—轴承；8—芯筒

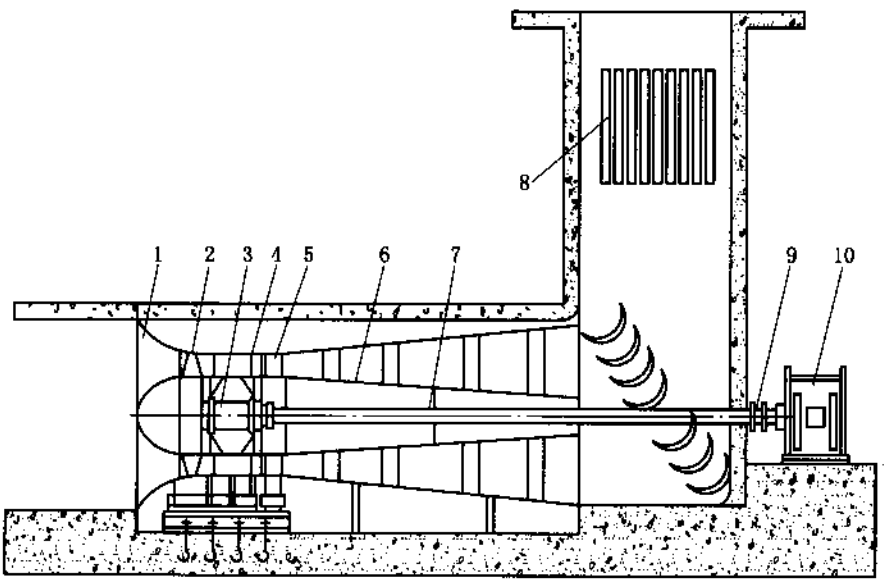
图 6－2－6　1K62 型№24 矿井轴流式通风机结构图

器、流线体，其作用是使空气均匀沿轴向流入风筒内减少气流冲击。主风筒内孔经过加工与转子保持一定间隙。17 个后导叶片装于扩散筒内是为了把出口气流校直。扩散筒的作用是将风机出口流出气体的部分动压转变为静压，从而提高风机的流量。芯筒用钢板制成，外筒壁可用砖或水泥制成，并用拉肋板与芯筒相连接。叶轮由 16 个叶片与轮毂组成，用半圆对开的压盖将叶片固定在轮毂上。根据需要也可以等分取其 8 个叶片。用 8 个叶片时其余空位可用支杆芯补上，叶片可用 15°、20°、25°、30°、35°、40°、45°等 7 个角度安装。

叶轮的轮毂比为 0.625，轮毂用型材焊接制成。传动部分由轴承、支架、传动组 3 部分组成。主轴采用优质碳素结构钢制造。滚动轴承用油脂润滑。两轴承箱内装有固定式表面铂热电阻温度计，并用二次仪表遥测轴承温度。轴承箱由铸铁支架支撑与主体风筒连接成一体，并与两根导轨连接，导轨与地基连接。传动轴为空心轴，两端有弹性联轴器分别与电动机、主轴相连。

2. GAF 系列矿井轴流式通风机

GAF 系列矿井轴流式通风机（图 6－2－7）是在引进国外技术的基础上，结合国内的实际情况加以改型改造的轴流式风机。其风量风压调节范围宽、静压效率高，叶片角度可通过一套蜗轮蜗杆装置实现同步调节，自动化程度高。由于叶片角度调整方便，这类风机可通过直接改变风叶角度实现风机反风，既不需要反风道，也不需要风机反转控制装置。



1—集流器；2—动叶；3—轴承箱；4—机壳；5—静叶；6—扩压器；7—传动组；
8—消声器；9—联轴器；10—电动机

图 6－2－7 GAF 系列矿井轴流式通风机示意图

该系列通风机的最高静压装置效率达 85%，装置静压范围 1700～5600Pa，风量范围 50～325m^3/s。通风机直接反转反风，反风量可达到《煤矿安全规程》中的规定。

3. 豪顿轴流式通风机

豪顿轴流式通风机主要应用于我国大型矿井。这种通风机所需维护工作少，可靠性高。叶片更换可以就地进行，并且进行叶轮检修时不必拆下通风机外壳和整个旋转装配件。该通风机具有以下设计特征：

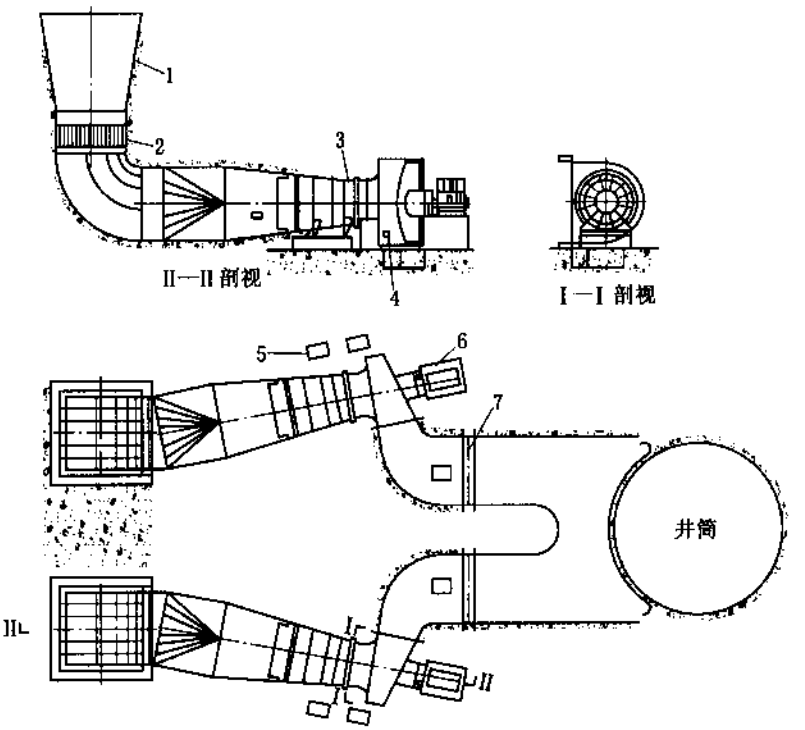
（1）通过改变叶片间距或旋转方向，可以获得40%～60%标准流量的反向气流。

（2）可以在高达400℃的温度下工作90min。

（3）抗爆性能好，因为叶片和通风机外壳都由适当的材料组合而成。

（4）通过速度变化或者将动叶可调控制和速度控制结合起来进行输出控制。

豪顿风机中以豪顿ANN系列通风机应用最为广泛，图6-2-8为ANN系列轴流式通风机结构图。



1—扩散塔；2—消声器；3—风机主机；4—清扫门；5—液压泵站；6—电动机；7—百叶窗闸门

图6-2-8　ANN系列轴流式通风机结构图

ANN系列通风机的技术特性：

（1）风机选型科学。根据用户提供的具体参数，通过调整风机的转速、轮毂比、叶片的型线以及叶片的数量等相关参数，使各工况点尽可能地落在风机性能曲线的高效区范围内，满足煤矿需要。

（2）通风机叶片调整方便。通风机叶片角度的调节，先通过平衡装置降低叶片对调节装置的力矩，然后通过调整盘进行。通风机的风叶角度调节方式有动叶可调（配液压泵站系统）和静止一次可调（配手轮）两种。

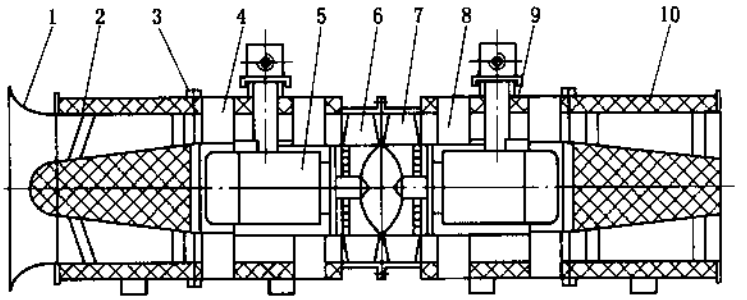
（3）通风机反向性独特。通风机反风是通过电动机反转完成的，通风机反风风量不小于正常供风量的40%。电动机反转反风可避免通风机在停止后调节通风机叶片角度的过程，缩短了通风机反风的时间。

（4）豪顿风机采用百叶窗式风门，此类风门较推拉式或起吊式闸门控制性能好、运转灵活、可靠，反应时间与控制时间短。

2.2.3 对旋式通风机

1. 对旋式通风机构造及特点

对旋式通风机在构造上属于轴流式。采用双级双电机驱动结构，两级叶轮相对并反向旋转，没有导流叶片，其结构相当于两台轴流通风机对接在一起串联工作，因此被称为对旋式通风机。其结构如图6-2-9所示。



1—集流器；2—前消声器；3—前机壳；4—进气翼；5—电动机；6—Ⅰ级叶轮；7—Ⅱ级叶轮；8—出气翼；9—后机壳；10—后消声器

图6-2-9 对旋压抽式轴流通风机结构示意图

对旋式通风机有如下特点：

（1）对旋式系列通风机是无静叶轴流式通风机，第二级叶轮兼备普通轴流式通风机中静叶栅的功能，在获得整直圆周方向速度分量的同时，并加给气流能量，使风机内耗减少，阻力损失降低，达到普通轴流式风机所不能达到的高效率、高风压、大风量，最大效率可达85%以上。

（2）对旋式通风机的性能好，高效区宽，驼峰区风压平稳，风流稳定。在通风机工作区间内，对旋式通风机随风量的增大输入功率变化较小，气流喘振与冲击现象微弱，噪声较低，在通风机工作区间内其噪声小于85dB(A)。由于机壳内衬有消声材料，还可免去前、后消声器，安装检修也方便了许多。

（3）由于风机结构的整体性和密闭性均较好，且可以实现反转反风，使用该系列风机可以不建风机房，不用反风道，具有基建工期短、节省基建费用等优势，更适合于要求尽快投产的新建风井。

2. 对旋式主要通风机常用类型

对旋式通风机作为目前我国矿用通风机的新生代产品，由于可省去中间及后置固定导叶，涡流损耗相对较小，高效范围较宽，效率也较高，结构性能在不断改进和提高。如采用弯掠组合正交型扭曲叶片技术的对旋式通风机，其静压效率、噪声等性能指标均有较大

改善。国内使用对旋式主要通风机呈增长的趋势，最大直径达3.8m，最高效率0.75～0.83，实际运行效率多为0.5～0.65。目前，在中高压通风矿井推广对旋式主要通风机，必须与管网匹配，否则，仍然会出现低效运行。由于技术的进步，每隔6～8年更换一次叶片，是经济可行的，这样可使风机运行效率提高15%～20%。

BDK系列通风机具有气动性能优良、效率高、振动小、噪声低、反风量大、高效区域宽广等特点，使用专为矿井通风研制的防爆电机，解决了原用矿井通风机的缺陷，提高了通风机运行的安全可靠性，确保了通风机能长期运行。

BDK系列通风机共有19个标准机号，从№12到№30，且同机号有不同的工作转速，可以满足大中小型煤矿矿井地面抽出或压入式通风的要求，同时也适用于金属矿山、化工矿山、隧道工程等场所，运用范围广泛，系列化程度高。此系列对旋轴流式通风机在结构上具有以下主要特点：

（1）除№12～№17机号采用整体主风筒结构外，其余№18～№30机号的主风筒采用了中分面剖分的结构连接方式，方便开机检修与电动机的安装。

（2）通风机可以直接反转反风。当矿井有害气体急剧增大时，可将通风机由送风置换成抽风，其反风量可达正常供风量的78%以上；不需要反风道，节约了基建投资。

（3）通风机既可以由两台电动机一起开启，也可以由单台电动机分别开启、单独运转使用，扩宽了运行的性能范围。

（4）在轮毂上刻有叶片角度指示线，实现了叶片安装角的无级调节，用户可根据生产用风量的大小，停机后人工任意调节叶片的安装角。

（5）通风机主体采用钢板、型钢组焊结构，整机依靠地脚螺栓与水泥混凝土地基牢固连接。在通风机主风筒上装设了内置消声装置，降低了通风机对环境噪声的影响，符合国家规定的低于85dB的噪声环保要求，如果无特殊要求，通风机无须再安装消声器。

（6）通风机只限于输送空气介质或抽出矿井内有害气体，含尘量不大于100mg/m^3，环境介质温度为-45～+50℃，电动机运行环境温度范围为-20～+40℃，最大相对湿度不超过95%（当温度为25℃时），海拔不超过1000m。

2.2.4 离心式与轴流式通风机的比较

离心式与轴流式通风机在矿井的通风中均使用广泛，它们各有不同的特点：

（1）在结构方面，轴流式通风机结构紧凑，体积较小，质量较轻。旧式离心式通风机结构尺寸较大，安装占地较大；新式离心式通风机为翼形风叶，提高了转速，体积与轴流式风机近似。

（2）轴流式通风机部件装在筒式机壳内，结构复杂，维修比较困难；离心式通风机结构简单，运行比较可靠。

（3）轴流式通风机运行时产生很大的噪声，如不采取消声措施，大都超过国家对噪声的规定，而采取消声装置时，则要增加一定费用或增加通风阻力。离心式通风机产生的噪声较小，一般不会超过国家规定，但大型高速离心式通风机噪声也比较大，应安装消声装置。

（4）在通风机的效率方面，离心式通风机的最高效率比轴流式通风机要高一些，但离心式通风机平均效率不如轴流式高。

（5）在通风机调节方面，轴流式通风机可改变叶片或静导叶安装角度、改变叶轮级

数、叶片片数、导流器等多种方法进行调节风量，以适应矿井需要，经济性能较好。离心式通风机一般用闸门调节、尾翼调节、导流器调节或改变主轴数等，但总的可调性不如轴流式风机。

（6）在特性方面，轴流式特性曲线呈马鞍形，有效部分陡斜，适用于矿井阻力变化大而风量变化不大的矿井；离心式特性曲线平缓，适合于风量变化大而矿井阻力变化不大的矿井。此外，离心式通风机在启动时，须关闭闸门，以减小启动负荷，而轴流式风机在启动时则是打开闸门。

（7）从反风方面比较，离心式通风机的反风风量较小，轴流式通风机则较大。

（8）从适用范围比较，离心式通风机适用于风量较小、风压较大、转速较低的情况，轴流式则相反。通常当风压在3000～3200Pa以下时，应尽量选用轴流式通风机。

在中小型矿井应采用前曲式轮叶的离心式通风机，这种通风机的特点是风压较大、效率较低；对于大型矿井应采用轴流式通风机，因为轴流式通风机的特点是风量较大、风压较低；对于特大型矿井应选用大型的后曲式轮叶的离心式通风机，这种通风机的效率较高。

2.3 主要通风机技术管理及安全措施

2.3.1 矿井主要通风机性能测定

2.3.1.1 主要通风机性能测定的目的与内容

通风机出厂时的特性曲线大多是制造厂家根据同类风机模型试验的资料按比例定律换算求得的，很少有单独进行测定的，故一般都不能作为个体特性曲线来使用。加之风机安装质量差异、加装扩散器以及使用中的磨损和锈蚀等因素，主要通风机的性能都会发生变化。为了掌握运转条件下通风机的实际性能，安全高效地使用好通风机，《煤矿安全规程》规定："新安装的主要通风机投入使用前，必须进行1次通风机性能测定和试运转工作，以后每5年至少进行1次性能测定。"

主要通风机性能测定的内容是测量风量、风压和输入功率，并计算通风机效率，然后绘制通风机的特性曲线。对于抽出式通风机矿井，一般测算通风机的静压特性曲线（Q—H_s）、输入功率曲线（Q—N）和静压效率曲线（Q—η_s）；对于压入式通风矿井，一般测算通风机的全压特性曲线（Q—H_t）、输入功率曲线（Q—N）和全压效率曲线（Q—η_t）。

2.3.1.2 各性能参数的测定

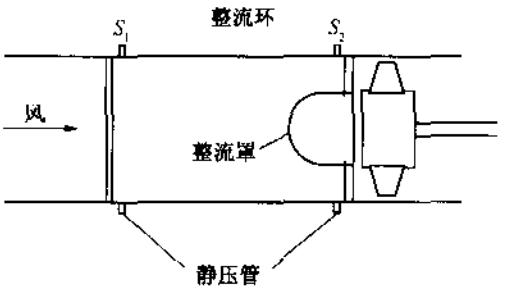
测定主要通风机装置性能时，测定的内容还和主要通风机的工作方式有关，对抽出式主要通风机装置应测定每一个工况点的静压（负压）、风速（量）、电动机的功率、通风机的转速和大气参数等；对压入式主要通风机装置应测定每一个工况点的全压、风速（量）、电动机的功率、通风机的转速和大气参数等。

1. 风速（风量）的测定

1）测量静压差法

KSC系列通风机装置性能测定仪配备的静压差测风法是利用伯诺里方程推导出来的一种测风方法。现以GAF通风机结构为例说明其原理。图6－2－10为GAF通风机整流环处的结构示意图，利用其整流罩造成的入风侧风流断面的面积差即可采用静压差原理测风。其他类型的通风机，只要风流较稳定且能在入风侧找到两个面积差较大且相距不太远

的测风（引压）断面，都可用该方法来测量。



S_1，S_2—断面面积

图 6－2－10　GAF 通风机整流环结构示意图

用该方法测量通风机风量适用于通风机入口有一段平直的风道，且断面收缩均匀。具备这类条件的通风机主要有 GAF、BDK 系列的通风机装置。与在风硐中布置多只风速传感器测风相比，具有准备工作简单，安装工作量小，测定数据较为稳定等优点，当条件具备时应优先采用该方法。

2）风表测量法

选择在通风机进风口前（或出风口）风流稳定的直线段，采用多个风速传感器测定出风流断面的平均风速。如 KSC 系列通风机装置性能测定仪，共配备了 16 只杯式风速传感器，考虑到风硐断面大多为矩形，因此可根据测风断面大小将其分为 3×3、3×4 或 4×4 个等面积矩形，使得每个矩形断面的面积不超过 1～1.5m^2，并分别安装 9 只、12 只或 16 只风速传感器以测定该断面的平均风速。

3）速（动）压测量法

速压测量法即皮托管测量风量法。这是传统的测风方法，理论上十分成熟。根据选定测风断面的大小和流速分布情况，适当地把测风断面等分成若干个小面积块（或环），在每个小面积块（或环）的面积中心布置皮托管，测各点速压，求断面的平均风速，然后求算风量。

另外，测定时需合理选择测风断面。风量测定精度的高低主要取决于测风断面上的速度分布是否稳定。通常使用轴流式通风机时，测风断面一般选择在集风器与一级叶片之间筒体的平直段的环形断面上。该断面风流稳定、风速较大且分布比较均匀。若在风机入风侧确实没有合适的测风断面，也可选择在出风侧，测风断面可布置在环形扩散器出口断面。使用离心式风机时，测风断面可布置在通风机出口分扩散器内的平直段上。注意保持距通风机出口较大的距离。外接扩散器出口断面，一般风流不稳定，不宜测风。

2. 静压的测定

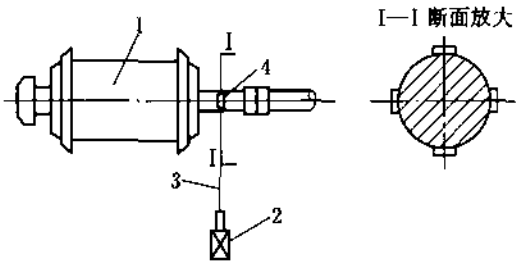
静压测定的位置，应在工况调节处与通风机入口之间直线风硐内的风流稳定区段设置引压端口，并尽量接近通风机，以正确反映通风机的相对静压值，引出的压力接入 U 型水柱计或测定仪器的负压传感器。

3. 通风机输入功率的测定

主要通风机的轴功率是通过测量电动机的耗电功率并考虑各种损耗和效率经计算求得的。测量时可采用精度较高的电流表、电压表、功率因数表来测量各参数并加以计算，也可用电参数综合测量仪器直接测得。上述通风机装置性能测定仪上配备的电参数测量传感器，在测定时只需将电机配电柜中电压、电流互感器的二次回路信号引入传感器即可。

4. 通风机转速的测定

主要通风机的实际转速可用机械转速表和红外转速测量仪（图6-2-11）直接测量。在通风机装置性能测定仪中的转速测量是由转速传感器来完成。



1—电动机；2—红外转速测定仪；3—红外光束；4—反射纸

图6-2-11 红外转速测量仪转速测定示意图

5. 大气参数的测定

大气参数应尽量在测压处测定，如不具备条件可在进风口处测量。测量的主要参数有大气压力、温度和相对湿度，并计算空气密度。这些参数既可人工测量，也可由相应的传感器来采集测量。此外，还可根据实际需要，对风机的噪声、轴温、振动等参数进行测量。

6. 通风机装置运行效率

1）抽出式通风机运行效率

抽出式通风机装置静压效率，按式（6-2-2）进行测算：

$$\eta_s = \frac{Q_v H_s}{1000 P_z \eta_c} \tag{6-2-2}$$

式中 η_s——抽出式通风机装置静压效率，%；

H_s——抽出式通风机静压，Pa；

Q_v——通风机装置风量，m^3/s；

P_z——电动机轴功率，kW；

η_c——传动效率，%。

2）压入式通风机运行效率

压入式通风机装置的全压效率，按式（6-2-3）进行测算：

$$\eta_t = \frac{Q_v H_t}{1000 P_z \eta_c} \tag{6-2-3}$$

式中 η_t——压入式通风机装置全压效率，%；

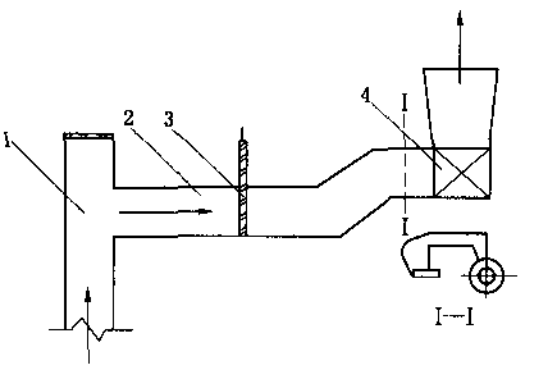
H_t——压入式通风机全压，Pa。

2.3.1.3　矿井主要通风机性能测定案例

兴隆煤矿风井安装 2 台 4－72№16B 型离心式通风机，电动机额定功率 55kW，额定转速 650r/min。2002 年该矿进行东翼开采，随着煤炭产量的增加，进行了通风系统改造，更换了电动机，风机风量增大。为了获得风机的实际运行特性曲线，2003 年 6 月对 2 台主要通风机进行了技术性能测试。

测试总体方案布置如图 6－2－12 所示。

按照前文所述方法得到最终测试结果，见表 6－2－1。



1—风井；2—风道；3—上下闸门；4—通风机

图 6－2－12　通风机测定布置图

表 6－2－1　通风机性能测定结果

工况点	通风机风量/($m^3 \cdot s^{-1}$)	通风机静压/Pa	轴功率/kW	静压输出功率/kW	风机静压效率/%
1	42.0	697.0	44.6	25.33	57.0
2	38.5	857.4	45.67	29.52	65.0
3	36.3	1079.0	46.29	36.28	78.0
4	24.4	1456.0	40.53	34.7	86.0
5	14.08	1611.0	31.95	22.51	70.0
6	1.17	1558.0	21.38	1.82	9.0

从表 6－2－1 中可以看出，风机运转性能有所下降：

（1）由于通风机装置增加了扩散器、消声设备，增大了阻力。

（2）通风机长期运行后，各通流部件积垢、叶轮锈蚀磨损导致通风机性能有所降低。

通风机所配电动机额定功率为 55kW，实测电动机最大输出功率 51kW，反映通风机与风网相匹配。

2.3.2　矿井主要通风机安全规定及措施

1. 主要通风机的安装及使用安全规定

《煤矿安全规程》规定，主要通风机的安装和使用应符合下列要求：

（1）主要通风机必须安装在地面；装有通风机的井口必须封闭严密，其外部漏风率

在无提升设备时不得超过5%，有提升设备时不得超过15%。

（2）必须保证主要通风机连续运转。

（3）必须安装2套同等能力的主要通风机装置，其中1套作备用，备用通风机必须能在10min内开动。在建井期间可安装1套通风机和1部备用电动机。生产矿井现有的2套不同能力的主要通风机，在满足生产要求时，可继续使用。

（4）严禁采用局部通风机或风机群作为主要通风机使用。

（5）装有主要通风机的出风井口应安装防爆门，防爆门每6个月检查维修1次。

（6）至少每月检查1次主要通风机。改变通风机转数或叶片角度时，必须经矿技术负责人批准。

（7）新安装的主要通风机投入使用前，必须进行1次通风机性能测定和试运转工作，以后每5年至少进行1次性能测定。

（8）生产矿井主要通风机必须装有反风设施，并能在10min内改变巷道中的风流方向；当风流方向改变后，主要通风机的供给风量不应小于正常供风量的40%。每季度应至少检查1次反风设施，每年应进行1次反风演习；矿井通风系统有较大变化时，应进行1次反风演习。

2. 主要通风机房的安全规定

《煤矿安全规程》规定，严禁主要通风机房兼作他用。主要通风机房内必须安装水柱计、电流表、电压表、轴承温度计等仪表，还必须有直通矿调度室的电话，并有反风操作系统图、司机岗位责任制和操作规程。主要通风机的运转应由专职司机负责，司机应每小时将通风机运转情况记入运转记录簿内；发现异常，立即报告。

3. 主要通风机临时停风时必须采取的安全措施

（1）主要通风机因检修、停电或其他原因停止运转时，必须制定停风措施。

（2）变电所或电厂在停电以前，必须将预计停电时间通知矿调度室。

（3）主要通风机停止运转时，受停风影响的地点，必须立即停止工作、切断电源，工作人员先撤到进风巷道中，由值班矿长迅速决定全矿井是否停止生产、工作人员是否全部撤出。

（4）主要通风机停止运转期间，对由1台主要通风机担负全矿通风的矿井，必须打开井口防爆门和有关风门，利用自然风压通风；对由多台主要通风机联合通风的矿井，必须正确控制风流，防止风流紊乱。

此外，《煤矿安全规程》同时规定，矿井通风系统中，如果某一分区风路的风阻过大，主要通风机不能供给其足够风量时，可在井下安设辅助通风机，但必须供给辅助通风机房新鲜风流；在辅助通风机停止运转期间，必须打开绕道风门；严禁在煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出矿井中安设辅助通风机。

3　矿井通风系统

矿井通风系统是矿井生产系统的主要组成部分，包含矿井通风方式、通风方法和通风网络。《煤矿安全规程》规定，矿井必须有完整的通风系统，必须按实际风量核定矿井生产能力。矿井通风系统是否合理，对整个矿井通风状况的好坏和能否保障矿井安全生产起着重要的作用。

3.1　生产矿井通风系统

按进、回风井的位置不同，生产矿井通风方式分为中央式、对角式、分区式和混合式4种。

3.1.1　中央式通风系统

中央式通风系统是进、回风井均位于井田走向中央，按进、回风井沿井田倾斜位置的不同分为中央并列式和中央分列式两种类型。

1. 中央并列式通风系统

中央并列式——进风井与回风井沿井田走向及倾斜均大致并列于井田的中央，两井底可以开掘到第一水平（图6-3-1a），也可将回风井只掘至回风水平（图6-3-1b）。后者一般适用于较小型矿井。

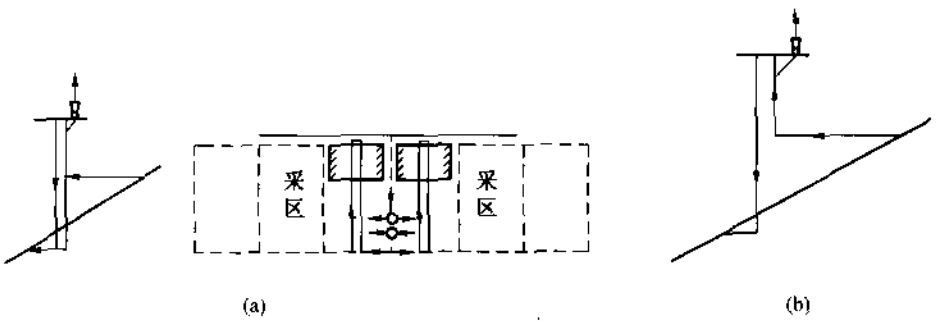


图6-3-1　中央并列式通风系统

中央并列式通风系统的优点：初期开拓工程量小，投资少，投产快；地面建筑集中，便于管理；两个井筒集中，便于开掘和井筒延深；井筒安全煤柱少，易于实现矿井反风。

中央并列式通风系统的缺点：矿井通风线路是折返式，风路较长，阻力较大，特别是当井田走向很长时，边远采区与中央采区通风阻力相差悬殊，边远采区可能因此风量不足；由于进、回风井距离近，井底漏风较大，容易造成风流短路；安全出口少，只有2个；工业广场受主要通风机噪声影响和回风风流的污染。

中央并列式通风系统的适用条件：井田走向长度小于4km，煤层倾角大、埋藏深，瓦斯和自然发火问题都不严重的矿井。

2. 中央分列式（又名中央边界式）通风系统

中央分列式——进风井大致位于井田走向中央，回风井大致位于井田浅部边界沿走向的中央，倾向上两井相隔一段距离，回风井的井底标高高于进风井的井底标高，如图6-3-2所示。

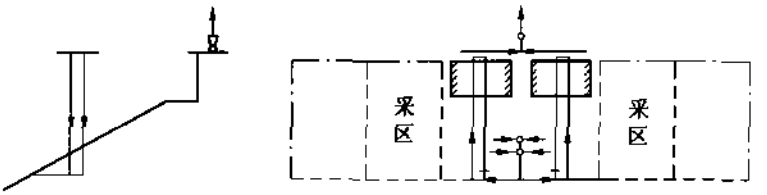


图6-3-2 中央分列式通风系统

中央分列式通风系统的优点：安全性好；通风阻力比中央并列式小，矿井内部漏风小，有利于瓦斯和自然发火的管理；工业广场不受主要通风机噪声的影响和回风流的污染。

中央分列式通风系统的缺点：增加一个风井场地，占地和压煤较多；风流在井下的流动路线为折返式，风流路线长，通风阻力大。

中央分列式通风系统的适用条件：井田走向长度小（一般小于4km），煤层倾角小、埋藏浅，瓦斯和自然发火问题都比较严重的矿井。

3.1.2 对角式通风系统

进风井大致布置于井田的中央，回风井分别布置在井田上部边界沿走向的两翼上。按进、回风井走向和位置可将矿井通风系统分为两翼对角式和分区对角式。

1. 两翼对角式通风系统

两翼对角式——进风井大致位于井田走向的中央，出风井位于沿浅部走向的两翼附近（沿倾斜方向的浅部），如图6-3-3所示。如果只有一个回风井，且进、回风分别位于井田的两翼称为单翼对角式。

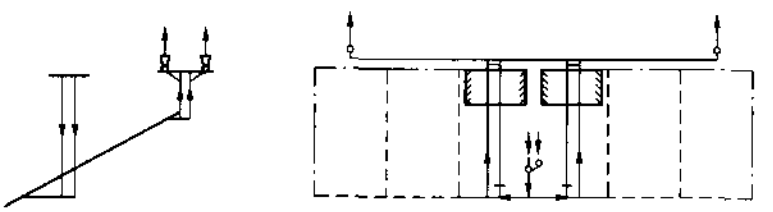


图6-3-3 两翼对角式通风系统

两翼对角式通风系统的优点：风流在井下的流动路线为直向式，风流路线短，通风阻

力小；矿井内部漏风小；各采区间的风阻比较均衡，便于按需分风；矿井总风压稳定，主要通风机的负载较稳定；安全出口多，抗灾能力强；工业广场不受回风污染和主通风机噪声的危害。

两翼对角式通风系统的缺点：初期投资大，建井期长；管理分散；井筒安全煤柱压煤较多。

两翼对角式通风系统的适用条件：井田走向长度较大（一般超过4km），需风量大，煤易自燃，井型较大，煤层上部距地表较浅，瓦斯和自然发火较严重的矿井。

2. 分区对角式通风系统

分区对角式——进风井大致位于井田走向的中央，每个采区各有一个出风井，无总回风巷，如图6-3-4所示。

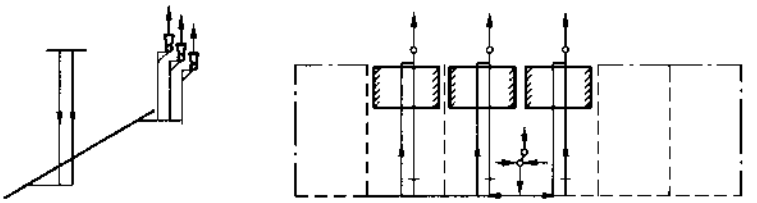


图6-3-4　分区对角式通风系统

分区对角式通风系统的优点：各采区之间互不影响，便于风量调节；建井工期短；初期投资少，出煤快；安全性出口多，抗灾能力强；进回风路线短，通风阻力小。

分区对角式通风系统的缺点：风井多，占地压煤多；主要通风机分散，管理复杂；风井与主要通风机服务范围小，接替频繁；矿井反风困难。

分区对角式通风系统的适用条件：煤层埋藏浅或因煤层风化带和地表高低起伏较大，无法开凿浅部的总回风巷，在开采第一水平时，只能采用分区式。另外，井田走向长，多煤层开采的矿井或井田走向长、产量大、需风量大、煤易自燃，有煤与瓦斯突出的矿井也可采用这种通风方式。

3.1.3　区域式通风系统

在井田的每一个生产区域开凿进、回风井，分别构成独立的通风系统即区域式通风系统，如图6-3-5所示。

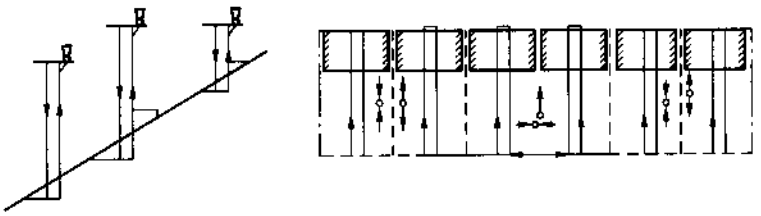


图6-3-5　区域式通风系统

区域式通风系统的优点：既可以改善矿井的通风条件，又能利用风井准备采区，缩短建井工期；风流路线短，通风阻力小；漏风少，网路简单，风流易于控制，便于选择主要通风机。

区域式通风系统的缺点：通风设备多，管理分散，管理难度大。

区域式通风系统的适用条件：井田面积大、储量丰富或瓦斯含量大的大型矿井。

3.1.4 混合式通风系统

混合式是中央式和对角式的混合布置，因此混合式的进风井与出风井数目至少有3个。混合式可以有以下几种：中央并列与两翼对角混合式，中央边界与两翼对角混合式，中央并列与中央边界混合式等。混合式一般是老矿井进行深部开采时所采用的通风方式。

混合式通风系统的优点：有利于矿井的分区分期建设，投资省，出煤快，效率高；回风井数目多，通风能力大；布置灵活，适应性强。

混合式通风系统的缺点：多台风机联合工作，通风网络复杂，管理难度大。

混合式通风系统的适用条件：老矿井的改扩建和深部开采；井田走向长度长，多煤层多井筒的矿井；井田面积大、产量大、需要风量大或采用分区开拓的大型矿井。

大型高瓦斯矿井、煤与瓦斯突出矿井采用混合式通风系统时，应力求保持系统简单、稳定、可靠。各风井系统必须完整、独立，风井服务半径应不大于4km。矿井的生产水平和采区必须实行分水平、分区通风。要尽量减少角联通风，对无法避免的角联通风巷道要进行有效控制，确保风向、风速稳定，严禁在角联通风网络内布置采掘工作面。必须保证矿井风量充足，矿井进风量应达到实际需风量的1.1～1.5倍，各分区风量富余系数应在1.1以上，突出危险区域、冲击地压危险区域或瓦斯涌出异常区域应在1.3以上。设计风速不得超过极限风速的80%。

总之，矿井的通风方式应根据矿井的设计生产能力、煤层赋存条件、地形条件、井田面积、走向长度及矿井瓦斯等级、煤层的自燃性等情况，从技术、经济和安全等方面加以分析，通过方案比较确定。

3.2 立井井筒施工通风系统

立井开凿初期，从动工至安装锁口盘，在30m以内一般可利用自然通风。当开凿深度超过30m时，应根据具体情况，选用合适的通风方式。

当井筒深度较浅时，可采用压入式通风。压入式通风排除工作面的有害气体和炮烟能力强，降温效果好，可较好地利用自然风压和淋水作用，设备简单，安装方便，并可使用柔性风筒。其布置方式如图6－3－6所示。

当井筒较深时，可采用抽出式通风。抽出式通风使整个井筒内空气新鲜，劳动条件好，也便于井底车场掘进阶段的通风系统布置。抽出式通风要选用刚性风筒。其布置方式如图6－3－7所示。

当井筒工作面通风效果不良时，或井深超过500m时，可采用混合式通风。根据具体条件不同，混合式通风有3种布置方式。

（1）当掘进井筒瓦斯涌出量较大，且井筒面积也较大时，可把两个风机均安设在地面，如图6－3－8所示。

为使井筒中保持新鲜风流，应使抽出式风筒吸风口的风量大于压入式风筒出风口的风

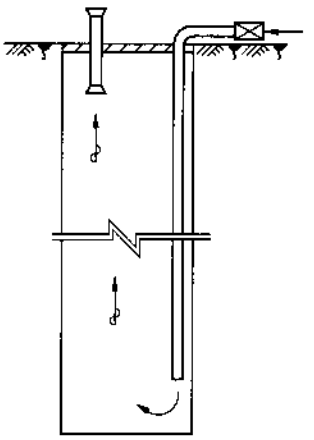


图6-3-6　立井掘进开凿时压入式通风

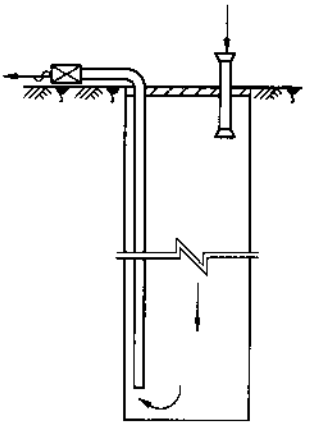


图6-3-7　立井开凿时的抽出式通风

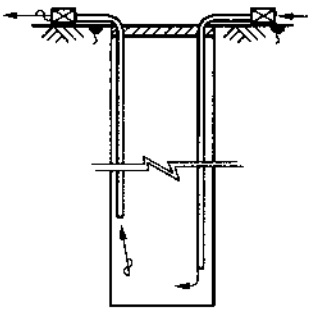
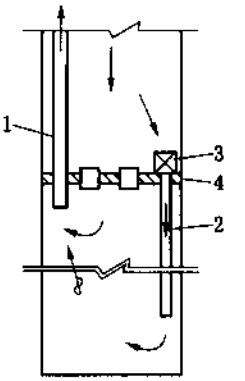


图6-3-8　两个通风机均在地面的混合式通风



1—抽出式风筒；2—压入式风筒；3—压入式局部通风机；4—吊盘

图6-3-9　一机在地面一机在井下的混合式通风

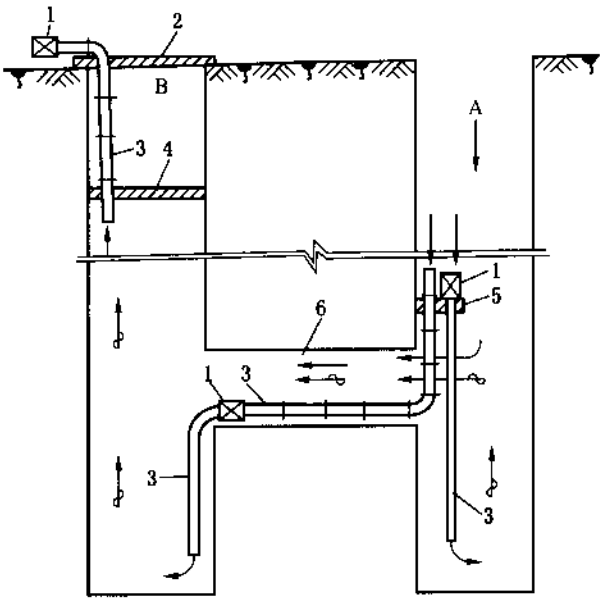
量；压入式风筒要超前于抽出式风筒。这种布置方式通风能力强，并且工作面不受通风机的噪声干扰。缺点是需要两套通风设备和悬吊设施，进、回风流都流经风筒，则通风阻力大，故通风设备购置费和通风耗电量都较大。

（2）当掘进井筒的瓦斯涌出量不大，且为断面积较小的深井时，可采用一机在地面一机在井下的混合式通风方式，如图6-3-9所示。

这种布置方式的抽出式风机设于地面，其风筒吸风口穿过吊盘即可，小型压入式风机安设在吊盘上，通过一小段柔性风筒向工作面送风，乏风通过抽出式风筒吸出。如果吊盘较高，可将压入式局部通风机悬挂在吊盘下面。此种布置方式进风流大部分是从井筒进入，故通风阻力较小，通风效果好。其缺点是工作面噪音污染严重；随着井筒延深，压入

式局部通风机要随吊盘下移，费工费时。

（3）当同时开掘一对较深的并列立井井筒时，可采用如图 6－3－10 所示的并列立井同时开凿时混合式通风方式。即每隔一定深度开掘一个联络巷将两个井筒贯通起来，设两台压入式局部通风机，分别向两个井筒的工作面送风。排风井的井口用能自动开闭的固定盘和井口盖封起来，并在地面设一台作抽出式通风的风机，这样就构成了如图 6－3－10 所示的井筒 A 进风和井筒 B 回风的通风系统。为防止循环风，压入式局部通风机的吸风风筒顶端要高出联络巷顶板 10m 以上，并要求安设在地面作抽出式风机的风量大于井下两台压入式局部通风机的风量之和。井筒中风流路线如图 6－3－10 中箭头所示，新鲜风流从 A 井筒分别送往两个工作面，A 井乏风上升经由联络巷到 B 井筒；B 井乏风直接上升至联络平巷水平与 A 井筒流入的乏风汇合，汇合后的乏风在 B 井筒中上升至抽出式风筒吸风口进入风筒，由地面风机排出。



1—局部通风机；2—井口盖；3—风筒；4—固定盘；5—半个固定盘；6—联络平巷；A，B—井筒

图 6－3－10 并列立井同时开凿时混合式通风

当井筒继续掘进达一定深度，并掘出新的联络平巷后，将压入式局部通风机移到新联络平巷，原联络平巷及时封闭。如此布置的混合式通风，可在普通的通风设备条件下完成深井的掘进通风，并大大减少风筒长度和悬吊装置。其缺点是增加了掘进联络平巷和封闭井口的工作量。

3.3 矿井反风

3.3.1 矿井反风技术及适用条件

矿井反风技术主要有 3 种：全矿性反风、区域性反风和局部反风。每种反风技术及其适用条件如下：

（1）全矿性反风，适用于矿井进风井口附近、进风井筒、井底车场、石门、主要运输大巷等处发生的火灾，井下人员主要集中在采掘工作面时的情况。

（2）区域性反风，适用于多进风井、多回风井的矿井一翼或某一独立通风系统中的进风大巷。发生火灾时，通过调节 1 台或几台主要通风机的反风设施，而实现部分地区内的风流反向。

（3）局部反风，适用于采区内。发生火灾时，通过调整采区内部部分巷道中的通风设施，并加以密切配合，使火灾地点风流反向。这种反风方式不改变主要通风机的工作方式和主要进回风巷道的风流方向，而只是利用采区内部的通风设施来实现局部地点反风。

除以上 3 种反风技术外，各矿还可以根据火灾经常发生地点（如自然发火较严重的矿井）及火风压的大小，采用其他控制的方式：如维护一条主要进、回风区域的短路通道，遇灾变时，主要通风机保持正常运转，使有毒有害气体不经过采区，直接排入回风道；或停止主要通风机运转，单纯利用井筒内产生的火风压实现反风等。

3.3.2　矿井反风装置及反风方式

目前，主要的反风方式有风机反转反风、专用反风道反风、利用备用风机作反风道反风及调节叶片安装角反风等。

3.3.2.1　采用风机反转进行反风

这种反风方法，仅适用于轴流式通风机，而不适合离心式通风机。对于轴流式通风机，当风机动轮反转时，风流会沿着反向方向流动，即风从地表流入井下。所以，轴流式通风机可以通过动轮反转进行反风。其操作过程，主要是通过调换电动机电源的任意两相接线，使电动机改变转动方向，从而改变通风机动轮的旋转方向，使井下风流反向。

这种方法的优点是建设费用低，易于管理，反风方便；缺点是反风量小，不能满足反风量为正常供风量 40% 的要求，一般只可达到 20% ~30% 。

3.3.2.2　采用专用反风绕道进行反风

这种反风装置一般由反风道和风门组成，无论是轴流式通风机，还是离心式通风机，均可适用。这是因为在矿井发生灾变时，主要通风机的动轮不需要反转，而是通过调节反风道中风门的位置，使风流通过反风道由地表进入井下。

1. 轴流式通风机利用反风道进行反风

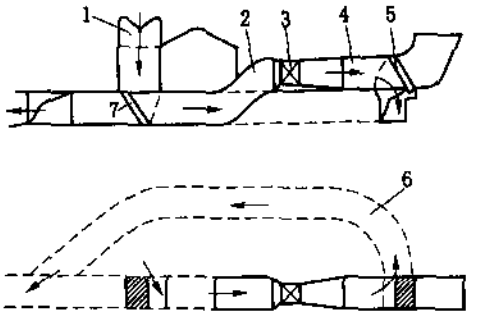
图 6－3－11 是轴流式通风机进行反风时的风流状况。新鲜风流由风门 1 经反风门 7 进入风硐和通风机 3，然后由扩散器 4 经排风硐下部的反风门 5 进入反风绕道，再进入主风硐送入井下。在正常通风时，反风门 5、7 均恢复到水平位置。此时，井下的污浊风流经风硐直接进入通风机，然后由排风扩散塔排到大气中。

2. 离心式通风机利用反风道进行反风

离心式通风机利用反风道进行反风的情况与轴流式通风机基本相同。图 6－3－12 为离心式通风机利用反风绕道进行反风的示意图。

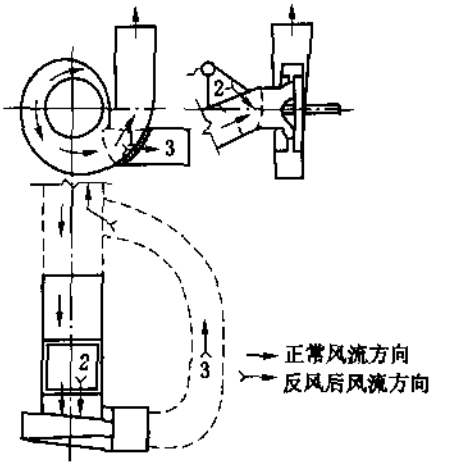
其反风过程为：控制风门 1 提起，反风进风风门 2 放下，风流自风门 2 进入主通风机，再从反风门 1 进入反风绕道 3，经过风井进入井内。正常通风时，风门 1 和 2 是处于图 6－3－12 中实线位置。

这种反风方法的优点是一般能够满足反风量为正常供风量 40% 的要求；缺点是建设费用高，特别是对于山区矿井，由于地形复杂，反风道的开掘都存在一定的难度，而且反



1—反风进风风门；2—进风风硐弯道；3—主要通风机；4—扩散器；5—反风导向门；6—反风绕道；7—反风导向门

图 6-3-11 轴流式通风机反风道反风示意图



1—反风控制风门；2—反风进风风门；3—反风绕道

图 6-3-12 反风道反风示意图（离心式主要通风机）

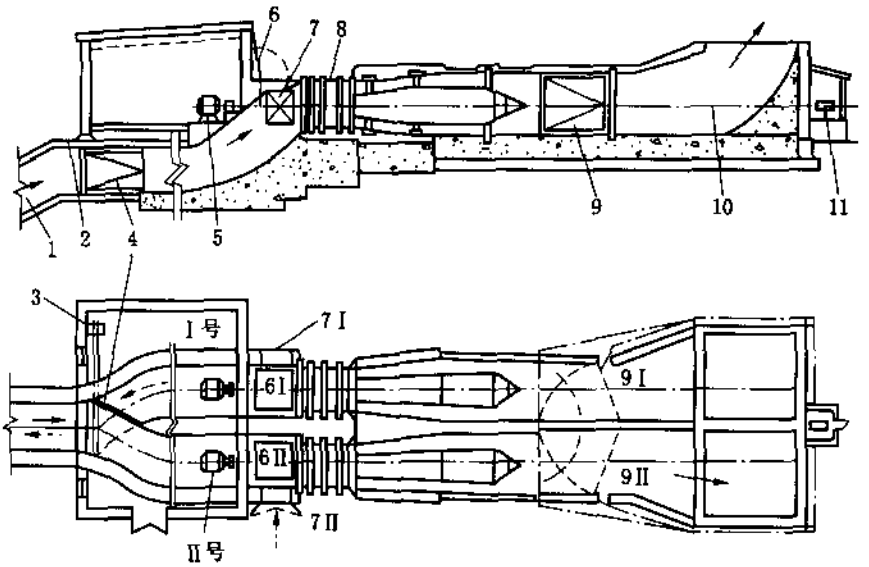
风装置各个部件，如反风门、滑轮、调节闸门多在井下或露天，易于锈蚀损坏，难于管理。

3.3.2.3 采用备用风机的风道反风（无反风道反风）

如图 6-3-13 所示，当 2 台风机并排安装设置时，工作风机可以利用另一台备用风机的风道作为“反风绕道”进行反风。当图 6-3-13 中Ⅱ号风机处于正常运转时，风门 4、6、7 和反风门 9 都处于图中实线位置。当进行反风时，Ⅱ号风机首先停止运转，将风门 4 和反风门 9Ⅰ、9Ⅱ拉到虚线位置，然后开启风门 6Ⅱ和 7Ⅱ，压紧风门 6Ⅰ和 7Ⅰ，再重新启动Ⅱ号风机，即可实现反风。

3.3.2.4 调节动轮叶片安装角进行反风

对于安装有动轮叶片可以同时整体偏转的轴流式主要通风机，只要把所有的通风机叶片同时偏转一定角度（一般为 120°），不用改变动轮转向就可以实现矿井风流反向，如图 6-3-14 所示。国外这样的通风机很多，我国生产的 GAF 型通风机也具有这种功能。



1—风硐；2—静压管；3—绞车；4—分风门；5—电动机；6—反风入风顶盖门；7—反风入风侧门；8—主要通风机；9—反风门；10—扩散器；11—绞车

图 6-3-13　利用备用风机的风道反风示意图

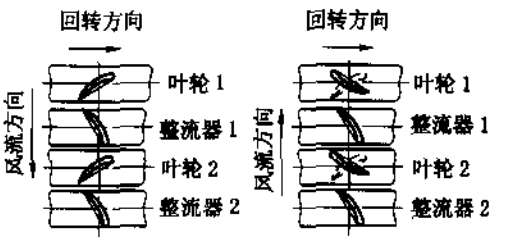


图 6-3-14　调节动轮叶片安装角反风示意图

3.3.3　矿井反风演习方案

3.3.3.1　*矿井反风演习流程*

（1）按预定时间，演习指挥长下达反风演习开始指令。

（2）调度室接到井下假定地点火灾事故报告。

（3）矿长组织成立矿井反风指挥部及领导组。

（4）指挥长下达命令，立即组织井下人员撤离。

（5）指挥部下达全矿井反风指令，配电室切断井下一切电源。

（6）按规定时间要求，通风组固定防爆门，实施风机反转反风。

（7）指挥长命令通风部门组织反风效果测定。

（8）通风组测定完毕，指挥部命令恢复正常通风。

（9）通风组与供电组配合完成井下恢复通风供电。

（10）正常以后，指挥长下达命令演习结束。

3.3.3.2 反风演习计划方案

1. 演习准备工作

（1）演习前，各单位安全区（队）长和技术人员在安全监测工、通风区干部共同带领下，在正常通风情况下按作业规程规定沿避灾路线检查。

（2）演习前，要对井下通风系统全部检查一遍，确保系统正常。主要进回风巷道、联络巷反向风门齐全有效，主风流不出现反风短路现象；反风演习前要对有煤尘堆积的回风巷道进行冲刷清洗；对有自然发火倾向性的煤层密闭和老火区详细检查，进行气体比较，确认无发火迹象后，方可做反风准备工作；对风井运转、备用主要通风机、反风闸门、反风道、启动设备、动力设备、通讯设施提前检查检修，确保正常运行；提前标校演习中所用的仪器仪表，力求数据反映实际情况，以防误导决策。

（3）为保证反风能正常有序进行，由安全矿长、总工程师召开专题会议，安排各单位在反风前的准备工作，对反风程序作详细安排，定出具体的操作程序、时间以及井下人员出入井时间，并对出井人员详细统计；由机电矿长、机电副总工程师组织召开机电部门的反风专题会，对主要通风机反风演习操作、人员安排及反风时间作详细安排；安监部门负责在井口核对上井人数及组织在各进、回风井设岗拦人，没有指挥部命令，与反风演习无关人员一律不得入井。

（4）演习前，由矿长主持作业会，进一步贯彻反风措施及几次专题会议精神，对反风具体操作时间、人员、停送电作详细安排。

2. 反风演习操作方案

1）灾害的汇报及组织

（1）定于某时调度室调度员接到井下发生火灾的电话汇报，随即迅速向矿长汇报。矿长接到汇报立即召集人员到达监控中心，指挥协调救援工作。

（2）矿长现场宣布成立应急救援指挥部，矿长任组长（指挥长）负责全面指挥协调，总工程师任副组长负责反风技术和安全措施保障，机电副矿长任副组长负责供电通讯保障，安全副矿长任副组长负责通风组对通风设施和通风效果检测，生产副矿长任副组长负责现场各环节协调。

（3）按矿井灾害预防计划和救灾预案责任表顺序，通知各单位值班人和负责人到调度室集合待命。查对下井人数及分布情况；组织安监部门人员到井口核对上井人数。

2）救灾及撤离人员

（1）根据救灾指挥部命令，派救护队员结队下井，搜寻和协助受灾人员上井。救护队员按受灾人员撤退路线逆向查找。

（2）上井人员要在井口登记，井口检查人员及时把人数情况汇报指挥部。当上井人数与演习前下井人数相符合时，由指挥部下达进风井附近和井下变电所停电命令，准备进行反风程序。

3）反风演习

（1）各岗位人员准备就绪后，由总指挥下令反风开始。

（2）参加反风演习的人员，按照分工，分别进行火区检测、各区域测风、有害气体检查、风门状况检查等工作。每个岗位必须做到职责明确，行走路线明确，汇报地点、时

间明确。

（3）指挥长命令通风小组进行反风数据测定。所有反风监测数据收集齐全后，根据反风预定时间要求准时恢复正常通风状态。

（4）根据井下瓦斯检查情况汇报，确定恢复供电时间，指挥长下令井下恢复通风及供电，进入正常生产工作程序。

4）演习结束

（1）井下汇报通风供电正常，监控系统显示数据正常。

（2）指挥长下达命令，演习结束。

3.3.3.3　*矿井反风演习报告*

如果矿井具有两个或更多回风井，则必须在同一时间内对所有回风井同时操作进行联合反风演习，然后对每个回风井分别进行单风井反风演习。结束后，须提交如下内容的矿井反风演习报告：

（1）矿井通风情况，可参照表6－3－1填写。

（2）主要通风机运转情况（反风方式：利用通风机反风），可参照表6－3－2填写。

（3）井巷中风量和CH_4、CO_2浓度，可参照表6－3－3填写。

（4）反风演习时，空气中CH_4或CO_2达到2%的井巷，可参照表6－3－4填写。

（5）记录反风设备的反风操作时间及恢复正常通风的时间。

（6）绘制矿井通风系统图（包括反风前、反风时的通风系统图）。

（7）确定反风演习参加人数，包括井下人数和地面人数。

（8）总结经验与教训。

（9）总结存在的问题，提出解决办法和时间要求。

表6－3－1　矿井通风情况

项　　目	反风前	反风时
本年度矿井计划产量/t		
年度矿井实际产量/t		
矿井总回风量/($m^3 \cdot min^{-1}$)		
矿井瓦斯绝对涌出量/($m^3 \cdot min^{-1}$)		
矿井CO_2绝对涌出量/($m^3 \cdot min^{-1}$)		
矿井瓦斯相对涌出量/($m^3 \cdot t^{-1}$)		
矿井CO_2相对涌出量/($m^3 \cdot t^{-1}$)		
矿井等积孔/m^2		
总回风井量的百分比/%		

表6-3-2 主要通风机运转情况

项目		风井1	风井2	风井3	风井1	风井2	风井3
		联合反风期间			单风井反风期间		
主要通风机型号							
主要通风机转速/(r·min^{-1})							
主要通风机机叶片运转角度/(°)							
主要通风机风量/(m^3·min^{-1})	反风前						
	反风时						
主要通风机风压/Pa	反风前						
	反风时						
电动机型号							
电动机转速/(r·min^{-1})							
电动机输入功率/kW	反风前						
	反风时						
反风方式							

表6-3-3 井巷中风量和CH_4、CO_2浓度

序号	测量地点	反风前				反风时				反/正
		风流方向	风量/(m^3·min^{-1})	浓度/%		风流方向	风量/(m^3·min^{-1})	浓度/%		反正率/%
				CH_4	CO_2			CH_4	CO_2	
1	井巷1	正向				反向				
2	井巷2									
3	井巷3									
n	井巷n									

表6-3-4 反风演习时空气中CH_4或CO_2达到2%的井巷

序号	井巷名称	CH_4		CO_2	
		反风开始时达到2%的时间/min	持续大于2%的时间/min	反风开始时达到2%的时间/min	持续大于2%的时间/min

3.3.3.4　矿井反风演习计划与措施实例

为保证矿井安全生产，提高矿井抗灾能力，根据《煤矿安全规程》关于生产矿井主要通风风机每年应进行 1 次反风演习的规定，经研究决定，于 2007 年 11 月 2 日 14 时至 16 时进行反风演习，为保证反风演习工作顺利进行，根据《煤矿安全规程》及上级有关规定，制定以下计划和措施。

1. 矿井反风目的要求

（1）检验主要通风机的反风设备性能是否灵敏、可靠，能否在 10min 内改变巷道中的风流方向。

（2）反风后通过对井下风量测定，检验主要通风机供给风量是否达到正常风量的 40% 以上。

（3）反风后通过对井下重要地点进行气体测定，检验反风后各地点的瓦斯、CO_2 等有害气体与正常通风时的变化情况。

（4）通过反风演习，检验井下反风设施的完好情况，以便今后采取有效的措施进行整改。

（5）通过反风演习记录主要通风机的电流、电压、轴承温度和风压等数据，与正常通风时比较有何变化，以便及时掌握主要通风机运行状态和规律。

2. 组织领导

为保证本次反风演习的顺利进行，矿井成立反风演习领导小组。

组　长：矿长

副组长：总工程师　安监处长　副矿长　副总工程师

成　员：×××　×××　×××　……

反风演习指挥中心设在生产调度中心，由×××任指挥，由×××、×××、×××任副指挥，统一协调指挥反风演习的一切工作。

1）反风演习预备会

2009 年 11 月 1 日 20:30，由总工程师组织生产调度中心、安监处、技术部、机电部、通防区、救护队、医疗部、武装保卫部、各生产区队、辅助单位负责人召开反风演习预备会，传达反风演习措施，部署演习准备工作。会议的主要内容包括：

（1）学习反风演习措施。

（2）部署安排落实各单位 11 月 2 日早班人员上井问题。

（3）落实井下是否有特殊情况（如井下停电以后各单位水仓排水问题有没有影响等）。

（4）落实反风前后的停送电工作。

（5）落实各有关单位（机电部、安监处、通防区、运搬区、救护队等）参加反风具体人员，要求各有关单位将参加反风具体人员名单报生产调度中心。

2）任务部署

（1）机电部：3 个班主要通风机司机、设备设施维修人员、主副井司机、中央变电所、中央泵房司机、主副井信号工、各采区变电所司机及维修工等其他人员。

（2）安监处：所有上中班的安全检查员，同瓦检员一起负责正常供风后各掘进工作面的瓦斯检查工作。

（3）运搬区：副井口上下信号工、把钩工、井下调度站值班员。

（4）通防区：所有上中班的井下看管通风设施人员、瓦检员、测风员等。

（5）救护队：负责井下救护的队员。

3）要求

（1）机电部中央变电所、中央泵房司机、主副井信号工、各采区变电所司机及维修工下井后在中央泵房集合待命；井下调度站值班员、救护队员、安检员及其他人员在井下调度站集合待命。

（2）以上各单位主要负责人带领本单位参加反风演习人员必须在2009年11月2日13:00前赶到生产调度中心集合，安排下井事宜。由机电矿长、总工程师、安监处长做反风前的动员工作及说明注意事项。

4）小组分工

反风演习下设机电组、测风组和井下救护组共3个专业组。

（1）机电组。

负责人：×××　×××

主要任务：负责反风前主要通风机的一切准备工作及反风前后防爆盖的密封工作。中央风井通风机直接反转反风。反风后每隔10min记录一次电流、电压、轴承温度和风压。反风结束后，把以上数据整理清楚报反风演习领导小组。

（2）测风组。

负责人：×××　×××

主要任务：负责对井下9处测风地点进行测风和检查有害气体浓度、温度，下设3个测风小组（每个测风小组配备3人，通防区2人，安监处1人）。

第一组共测3处：东大巷测风站、西大巷测风站、西总回风测风站。

第二组共测2处：3216工作面带式输送机巷、3114工作面带式输送机巷。

第三组共测4处：东翼回风巷测风站、西翼带式输送机大巷测风站、东总回风测风站、东翼带式输送机巷测风站。

（3）井下救护组。

由救护队一个小队在井下调度站待命，井下一旦发生险情，立即进行处理。

3. 反风时间、步骤及测风要求

1）反风时间

2009年11月2日14:00～16:00。

2）反风步骤

（1）反风现场指挥人员和机电工作人员，在反风前半小时前分别到达主要通风机房，并将反风前的准备情况在13:50前向反风演习指挥部汇报。

（2）各测风组反风前的一次测风结束后，立即用指定地点的电话向矿反风演习指挥部汇报。指挥人员确定各测风组测风完毕后，即可下达反风命令。

（3）指挥人员在接到井下各测风组反风后最后一次测风已经完毕的电话后，命令主要通风机房工作人员做好停止反风准备工作。11月2日16:00停止反风，同时主要通风机恢复正常运转。

3）测风要求

（1）反风前测风，即反风前正常通风时的风量测定。各测风组要在 11 月 2 日 13:50 前完成各自测风地点的风量、瓦斯和二氧化碳浓度、温度的测定，并用指定地点的电话向反风演习指挥部汇报。

（2）反风后测风。反风后，瓦斯和 CO_2 浓度每隔 10min 测定 1 次，并观测巷道中风流方向。风量每隔 30min 测定 1 次。每 30min 向反风演习指挥部汇报 1 次。

（3）井下测风组与反风演习指挥部联络电话的设置地点。

第一组：井下调度站。

第二组：3216 带式输送机机头。

第三组：东翼带式输送机机头。

最后一次测风完毕后，立即向反风演习指挥部汇报，并听从反风演习指挥部安排，上井后把测定的各项数据整理完毕后送交技术部。

4）测定人员在反风演习时的测量工作

（1）明确人员分工，每个测点安排相应的测风员和瓦检员。

（2）将测定各测点和主要通风机正常运转、停止运转、反转、再停止运转、恢复正常运转的时间计划进行详细记录并携带下井。

（3）准备好各种仪器、仪表。

（4）进行测定：

① 主要通风机正常运转时的测定，要在主要通风机停止运转前 20min 测定，测定风量和瓦斯、CO_2 等气体的浓度，做好记录（含时间记录）。

② 记录主要通风机停止运转的时间和主要通风机反转的时间。

③ 主要通风机反转时，应每隔 10min 测定一次风量和瓦斯、CO_2 等气体的浓度，做好记录（含时间记录）。

④ 记录主要通风机停止运转的时间和主要通风机恢复正常运转的时间。

⑤ 在主要通风机恢复正常运转后的第 10min、30min 进行 2 次测定，测定风量和瓦斯、CO_2 等气体的浓度，做好记录（含时间记录）。

（5）测定过程中，要及时向通防部门和调度室汇报测量结果。

（6）收好各类仪器、仪表。

（7）汇总各测点的测量数据，填写反风测风报表。

（8）协助完成反风演习报告。

4. 安全措施

（1）为保证反风演习的顺利进行，机电部要在反风日之前派专人检查主要通风机的反风设施及设备情况，发现问题要及时向反风演习指挥部汇报，并采取措施在反风前处理完毕。

（2）反风前机电部要提前对主要通风机房司机进行一次反风演习知识的培训，使其熟悉轴流式通风机反转直接反风的电控设备操作程序。反风前机电部对风井防爆盖锁紧压牢，以防鼓开防爆盖。反风时只能由当班司机进行操作，其他人员不准参与操作反风设施，其余两班司机在一旁观摩学习。

（3）在反风演习之前，通防区必须安排各测风小组人员对所分管范围内各测点进行熟悉选点，对现场情况进行了解，发现问题及时汇报处理。

（4）反风演习前，通防区必须安排专人对所有通风设施情况进行一次检查，并对3100、3200采空区密闭瓦斯涌出情况进行测定，发现问题及时进行处理。

（5）2009年11月2日13:30以前，井下早班所有人员必须上井撤到地面并到本单位值班室集合。

（6）2009年11月2日13:50以前，各单位值班人员必须将夜班上井人员名单报生产调度中心；否则，从严追究单位值班人员的责任。

（7）反风期间井下必须切断电源，由机电部和各施工单位负责井下各变电所及施工地点的停送电，此项工作由机电部负责，并与生产调度中心联系好。停电顺序：采区变电所接到生产调度中心停电命令后，各采区变电所对所供电区域进行停电，汇报生产调度中心后，值班人员方可撤离。机电部中央变电所值班人员必须在接到生产调度中心停电命令后，方可切断井下电源。

（8）对反风期间不能撤出人员的特殊地点安排瓦检员、救护队员盯现场监护。反风演习期间，各单位组织中班下井人员在本单位学习室自行组织学习。反风演习结束，恢复正常供风后，各单位中班人员在本单位跟班区长的带领下方可有序下井。

（9）反风前通防区要对井下所有反风门进行一次全面检查，发现问题必须在反风前处理好。无反风门的地点在反风期间要设专人看管。

（10）电话维修人员在反风前必须把井下所有电话修理畅通，保证及时无误地接听电话。

（11）根据《煤矿安全规程》规定，井口房和通风机房附近20m内严禁烟火。在反风演习持续时间内，在副井、回风井口附近20m范围内以及与其相连通的井口房等建筑物内，都必须切断电源，禁止一切火源存在，并禁止通行。此项工作由机电部和武装保卫部负责。

（12）反风结束后，瓦检员要配合安全检查员认真对各地点进行检查，发现问题要及时汇报矿生产调度中心，并及时采取有效措施进行处理。

（13）恢复正常供风操作顺序：主要通风机司机接到指挥部恢复正常供风的命令后，停止当前通风机运转，拉下反向隔离倒闸，送上正向隔离倒闸；解开闭锁，风门恢复原状；待电动机停稳后，送电正转，启动2号电动机，启动完成后，再启动1号电动机；检查各部温升和电压、电流、风量、风压等是否正常，通风机叶片角度达到反风前叶片角度，正常无问题后，正常供风操作完成。

（14）反风结束后，由通防区负责恢复井下通风系统。恢复正常通风后，瓦检员和救护队员首先检测中央变电所风流中瓦斯浓度不超过0.5%时，汇报生产调度中心，给中央变电所送电；瓦检员和安全检查员按照反风演习分工名单共同检测各采区变电所风流中瓦斯浓度不超过0.5%时，电话汇报中央变电所，方可恢复采区变电所的送电。送电顺序：中央变电所向各采区变电所进行送电，然后由各采区变电所对各用电地点送电。

（15）掘进巷道在恢复通风前，施工人员严禁进入停风区内。恢复通风前，必须首先由瓦检员和安全检查员检查瓦斯。只有停风区内瓦斯浓度不超过1%，CO_2浓度不超过1.5%，局部通风机及开关地点附近10m内风流中瓦斯浓度都不超过0.5%时，方可人工开动局部通风机，恢复正常通风。如果停风巷道内瓦斯浓度超过1%或CO_2浓度超过1.5%，最高瓦斯浓度和CO_2浓度不超过3.0%时，必须采取安全措施，控制风流排放瓦

斯。停风区中瓦斯浓度或 CO_2 浓度超过3.0%时，必须制定安全排放瓦斯措施，报矿技术负责人批准，由救护队进行排放。在排放瓦斯过程中，排出的瓦斯与全风压风流混合处的瓦斯和 CO_2 浓度都不得超过1.5%，且采区回风系统内必须停电撤人，其他地点的停电撤人范围应在措施中明确规定。只有恢复通风的巷道风流中瓦斯浓度不超过1.0%和 CO_2 浓度不超过1.5%时，方可人工恢复局部通风机供风巷道内电气设备的供电和采区回风系统内的供电。

（16）各测定小组对所分管负责区域的检查与记录工作必须实事求是、认真负责，做好各项测定工作，严禁虚报数据材料。

（17）为确保反风期间的安全，要求矿山救护队在反风期间派专人在井下进行监护工作，由矿生产调度中心事先汇报公司生产调度中心，由通防科汇报公司通防处。

（18）本措施要在反风演习前的准备会上，向有关单位认真贯彻学习，再由各单位向本单位职工贯彻传达落实。

3.3.3.5　*煤矿矿井反风演习报告实例*

1. 矿井概况

某煤矿位于山东省西南部，东南距嘉祥县城约20km。井田东西宽约9km，南北长约11km，面积约95.27km^2。井田主要含煤地层是下二叠统山西组和上石炭统太原组。其中3号煤层为首采和主采煤层。

矿井开拓方式为立井多水平分区式开拓，采取中央并列抽出式通风方式。中央风井安设2台同等性能的BD－Ⅱ－10－№30型轴流式通风机。目前矿井总进风量为10480m^3/min，总排风量为10740m^3/min，矿井负压为2460Pa，等积孔为4.29m^2。

矿井实行分区通风，各采掘工作面、机电硐室均实行独立通风，没有串联通风存在。

根据历年矿井瓦斯等级鉴定资料，经山东省煤炭工业局审查批准，矿井属于低瓦斯、低二氧化碳矿井。开采的3号煤层属于容易自燃煤层，自然发火期为3～6个月，煤尘爆炸指数为44.54%，属于煤尘爆炸性煤层。

为保证矿井安全生产，检验和提高矿井的抗灾能力，根据《煤矿安全规程》关于每一生产矿井主要通风机每年必须进行一次反风演习的规定，公司决定于2009年11月2日14:00～16:00进行矿井反风演习。

2. 组织领导及准备工作

为确保此次矿井反风演习成功进行，于2009年10月28日成立反风演习领导小组。

组　长：×××

副组长：×××　×××

成　员：×××　×××　×××

3. 反风经过

参加本次反风演习人数如下：通防区16人；安全检查处14人；机电部18人；开拓三队2人；运搬区5人；综掘一工程队2人；救护队7人；武装保卫部6人。

2009年11月2日13:00，由总工程师、安监处长组织全矿所有参加演习的单位和人员召开专门会议，进行反风演习总动员，贯彻安全措施。13:20，由总工程师下达命令，井下所有地点开始撤人，安监处长在井口负责清点人数，所有参加演习的人员必须持下井卡并在井口签字后方可下井。13:50，各单位汇报所有下井人员已全部升井，所有参加演

习的人员全部就位，并已做好反风前的准备工作，各测风组已测风完毕。14:00 整，总工程师下达反风命令。14:06，主要通风机反风设备操作结束。14:08，井下巷道风流反向，井下各测风小组按照规定进行风流中气体和风量测定。

反风过程中，主要通风机运转情况见表 6-3-5，井巷中风量和 CH_4、CO_2 浓度测定结果见表 6-3-6。

表 6-3-5 主要通风机运转情况

参数名称		参数值
主要通风机型号		BD-Ⅱ-10-No.30
主要通风机转速/(r·min^{-1})		600
主要通风机叶片角度/(°)		-7
主要通风机风量/(m^3·min^{-1})	反风前（总回）	10714
	反风后（总回）	8931
主要通风机风压/Pa	反风前	2340
	反风后	1360
电动机型号		YBF
电动机转速/(r·min^{-1})		600
电动机输入功率/kW	反风前	784.6
	反风后	687.2
反风方式		反转反风
反风操作时间/min		7
恢复正常供风操作时间/min		6

表 6-3-6 井巷中风量和 CH_4、CO_2 浓度测定结果

序号	测量地点	测风员	反风演习前				反风演习时							
			风流方向	风量/(m^3·min^{-1})	CH_4/%	CO_2/%	风流方向	风量/(m^3·min^{-1})	CH_4/%	CO_2/%	风流方向	风量/(m^3·min^{-1})	CH_4/%	CO_2/%
1	东大巷测风站		正向	3536			反向	4384	0.05	0.08	反向	4390	0.05	0.1
2	西大巷测风站		正向	6816			反向	4545	0.06	0.09	反向	4541	0.05	0.1
3	西总回风巷		正向	5922	0.06	0.08	反向	3673	0	0	反向	3873	0	0
4	东总回风巷		正向	4792	0.05	0.07	反向	4641	0	0	反向	4741	0	0
5	东翼带式输送机回风巷		正向	1261	0.05	0.06	反向	1262	0	0	反向	1272	0	0
6	东翼总回风巷		正向	2462	0.04	0.05	反向	1902	0	0	反向	1912	0	0
7	西翼带式输送机回风巷		正向	1051	0.04	0.05	反向	1045	0	0	反向	1065	0	0

表6-3-6（续）

序号	测量地点	测风员	反风演习前				反风演习时							
			风流方向	风量/(m^3·min^{-1})	CH_4/%	CO_2/%	风流方向	风量/(m^3·min^{-1})	CH_4/%	CO_2/%	风流方向	风量/(m^3·min^{-1})	CH_4/%	CO_2/%
8	3114工作面带式输送机巷		正向	720	0.04	0.05	反向	382	0	0	反向	386	0	0
9	3216工作面带式输送机巷		正向	661	0.06	0.08	反向	313	0	0	反向	324	0	0

从表6-3-5中可以看出，反风前矿井总回风量为10714m^3/min；反风后矿井总回风量为8931m^3/min，是反风前的83.35%。符合《煤矿安全规程》关于“生产矿井主要通风机必须装有反风设施，并能在10min内改变巷道中的风流方向；当风流方向改变后，主要通风机的供给风量不应小于正常供风量的40%”的规定。

4. 经验总结

（1）矿领导对本次反风演习给予高度重视，成立了领导小组，并为此多次召开会议研究部署反风工作，反风期间由矿总经理亲自指导，使本次反风演习得以顺利进行。

（2）充分做好超前准备工作是确保本次反风演习得以顺利进行的基础。煤矿从10月中旬就开始反风演习准备工作，多次召开各部门协调会议提前部署反风准备工作。

5. 存在问题及解决办法

（1）KJ95安全监测监控系统有个别分站在电网停电后不符合《煤矿安全规程》规定，已责成调度室监测队查明原因，于2009年11月4日前处理完毕。此项工作由×××负责。

（2）西总回联络巷反风风门漏风较多，已责成通防工区于2009年11月4日前处理完毕。此项工作由×××负责。

3.4　矿井通风系统设计

无论新建还是改扩建矿井的通风设计，都必须贯彻国家有关技术经济政策，遵照国家颁布的《煤矿安全规程》、技术操作规程、设计规范和有关的规定。

矿井通风设计应满足以下要求：

（1）将足够的新鲜风流有效地送到井下工作场所，以保证安全生产和良好的工作条件。

（2）通风系统简单，风流稳定，易于管理。

（3）发生事故时，风流容易控制，人员便于撤出。

（4）通风基建投资和运营费用低。

矿井通风设计的主要步骤和内容：

（1）拟定矿井通风系统，绘制通风系统图。

（2）计算与分配矿井总风量。

（3）计算矿井通风系统总阻力。

（4）选择矿井通风设备。

（5）概算矿井通风费用。

3.4.1 矿井通风系统的拟定

1. 矿井通风系统拟定的基本要求

拟定通风系统的基本要求是：

（1）每个矿井和阶段水平之间都必须有两个安全出口。

（2）进风井巷与采掘工作面的进风流的粉尘浓度不得大于0.5mg/m³。

（3）新设计的箕斗井和混合井禁止作进风井，已作进风井的箕斗井和混合井必须采取净化措施，使进风流的含尘量达到上述要求。

（4）主要回风井巷不得作人行道，井口进风不得受矿尘和有毒有害气体污染，井口排风不得造成公害。

（5）矿井有效风量率应在87%以上。

（6）采场、二次破碎巷道和电耙道，应利用贯穿风流通风。电耙司机应位于风流的上风侧，有污风串联时，应禁止人员作业。

（7）井下破碎硐室和炸药库，必须设有独立的回风道。

（8）主要通风机一般应设反风装置，要求10min内实现反风，反风量大于40%。

选择通风系统时，应根据矿体赋存条件和开采特点，拟定几个可行方案进行详细的技术经济比较，择优选出。

2. 矿井进风井与出风井布置方式的选择

根据矿井实际情况，结合上述中央式、对角式和混合式通风系统的特点及适用条件，选择适当的矿井进风井与出风井布置方式。

一般来说，中央式通风系统具有井巷工程量少、初期投资省的突出优点，在矿井建设初期宜优先采用；有煤与瓦斯突出危险的矿井、高瓦斯矿井、煤层易自燃的矿井及有热害的矿井，宜采用对角式或分区对角式通风；当井田面积较大时，初期可采用中央式通风，逐步过渡为对角式或分区对角式。

3.4.2 矿井风量的计算和分配

3.4.2.1 *矿井总风量计算方法*

生产矿井总进风量按下列要求分别计算，并取其中最大值。

1. 按井下同时工作的最多人数计算

按井下同时工作的最多人数计算，其中每人每分钟供给风量不得少于4m³，即

$$Q = 4NK_t \tag{6-3-1}$$

式中 N——井下同时工作的最多人数，人；

K_t——矿井通风系数，包括矿井内部漏风和配风不均匀等因素，一般取 $K_t = 1.2 \sim 1.25$。

2. 按采煤、掘进、硐室及其他地点实际需要风量的总和计算

各地点的实际需要风量，必须使该地点的风流中的瓦斯、二氧化碳、氢气和其他有害气体的浓度，风速以及温度，每人供风量达到《煤矿安全规程》的有关规定。即

$$Q_{矿} \geqslant (\sum Q_{采} + \sum Q_{掘} + \sum Q_{硐} + \sum Q_{备} + \sum Q_{胶轮车} + \sum Q_{其他}) \cdot K \tag{6-3-2}$$

式中 $\sum Q_{采}$——采煤工作面实际需要风量的总和，m³/min；

$\sum Q_{掘}$——掘进工作面实际需要风量的总和，m³/min；

$\sum Q_{硐}$——硐室实际需要风量的总和，m^3/min；

$\sum Q_{备}$——备用工作面实际需要风量的总和，m^3/min；

$\sum Q_{胶轮车}$——井下采用胶轮车运输的矿井，尾气排放稀释需要的风量，m^3/min；

$\sum Q_{其他}$——矿井除了采、掘、硐室地点以外的其他巷道需风量的总和，m^3/min；

K——矿井通风需风系数（抽出式取 1.15～1.20，压入式取 1.25～1.30）。

1）采煤工作面需要风量

每个采煤工作面实际需要风量，应按瓦斯、二氧化碳涌出量和爆破后的有害气体产生量以及工作面气温、风速和人数等规定分别进行计算，然后取其中最大值。

（1）低瓦斯矿井的采煤工作面按气象条件或瓦斯涌出量（用瓦斯涌出量计算，采用高瓦斯计算公式）确定需要风量，其计算公式为

$$Q_{采} = Q_{基本} K_{采高} K_{采面长} K_{温} \tag{6-3-3}$$

式中　$Q_{采}$——采煤工作面需要风量，m^3/min；

$Q_{基本}$——不同采煤方式工作面所需的基本风量，m^3/min；

$K_{采高}$——采煤工作面采高调整系数，见表 6-3-7；

$K_{采面长}$——采煤工作面长度调整系数，见表 6-3-8；

$K_{温}$——采煤工作面温度与对应风速调整系数，见表 6-3-9。

$$Q_{基本} = 60 \times 工作面控顶距 \times 工作面实际采高 \times 70\% \times 适宜风速(不小于 1.0m/s) \tag{6-3-4}$$

表 6-3-7　$K_{采高}$——采煤工作面采高调整系数

采高/m	<2.0	2.0～2.5	2.5～5.0 及放顶煤面
系数 $K_{采高}$	1.0	1.1	1.5

表 6-3-8　$K_{采面长}$——采煤工作面长度调整系数

采煤工作面长度/m	180～150	150～200	>200
系数 $K_{采面长}$	1.0	1.0～1.3	1.3～1.5

表 6-3-9　$K_{温}$——采煤工作面温度与对应风速调整系数

采煤工作面空气温度/℃	采煤工作面风速/(m·s⁻¹)	系数 $K_{温}$	采煤工作面空气温度/℃	采煤工作面风速/(m·s⁻¹)	系数 $K_{温}$
<20	1.0	1.00	26～28	1.8～2.5	1.25～1.40
20～23	1.0～1.5	1.00～1.10	28～30	2.5～3.0	1.40～1.60
23～26	1.5～1.8	1.10～1.25			

（2）高瓦斯矿井按照瓦斯（或二氧化碳）涌出量计算。根据《煤矿安全规程》规定，按采煤工作面回风流中瓦斯（或二氧化碳）的浓度不超过 1% 的要求计算：

$$Q_{采} = 100 q_{采} K_{CH_4} \tag{6-3-5}$$

式中　$Q_{采}$——采煤工作面实际需要风量，m^3/min；

$q_{采}$——采煤工作面回风巷风流中瓦斯（或二氧化碳）的平均绝对涌出量，m^3/min；

K_{CH_4}——采煤工作面瓦斯涌出不均衡通风系数（正常生产时连续观测1个月，日最大绝对瓦斯涌出量和月平均日瓦斯绝对涌出量的比值）。

（3）工作面布置有专用排瓦斯巷的采煤工作面风量计算：

$$Q_{采} = Q_{采回} + Q_{采尾} \tag{6-3-6}$$

$$Q_{采回} = 100 q_{采} K_{CH_4} \tag{6-3-7}$$

$$Q_{采尾} = \frac{q_{CH_4尾} K_{CH_4}}{2.5\%}$$

式中 $q_{CH_4尾}$——采煤工作面尾巷的风排瓦斯量，m^3/min。

（4）按工作面温度选择适宜的风速进行计算：

$$Q_{采} = 60 V_{采} \cdot S_{采} \tag{6-3-8}$$

式中 $V_{采}$——采煤工作面风速，m/s；

$S_{采}$——采煤工作面的平均断面积，m^2。

（5）按采煤工作面同时作业人数和炸药量计算：

每人供风不小于$4m^3/min$：

$$Q_{采} > 4N \tag{6-3-9}$$

式中 N——工作面最多人数，人。

每千克炸药供风不小于$25m^3/min$（硝酸铵炸药）：

$$Q_{采} > 25A \tag{6-3-10}$$

式中 A——一次爆破炸药最大用量，kg。

（6）按风速进行验算：

$$60 \times 0.25S < Q_{采} < 60 \times 4S \tag{6-3-11}$$

式中 S——工作面平均断面积，m^2。

（7）备用工作面亦应满足瓦斯、二氧化碳、气温等规定计算的风量，且最少不得低于采煤工作面实际需要风量的50%，即

$$Q_{备} \geq \frac{1}{2} Q_{采} \tag{6-3-12}$$

2）掘进工作面需要风量

每个掘进工作面实际需要风量，应按瓦斯、二氧化碳涌出量和爆破后的有害气体产生量以及工作面气温、风速、人数以及局部通风机的实际吸风量等规定分别进行计算，然后取其中最大值。

（1）按照瓦斯（或二氧化碳）涌出量计算：

$$Q_{掘} = 100 q_{掘} K_{掘通} \tag{6-3-13}$$

式中 $Q_{掘}$——单个掘进工作面需要风量，m^3/min；

$q_{掘}$——掘进工作面回风流中瓦斯（或二氧化碳）的绝对涌出量，m^3/min；

$K_{掘通}$——瓦斯涌出不均衡通风系数（正常生产条件下，连续观测1个月，日最大绝对瓦斯涌出量与月平均日瓦斯绝对涌出量的比值）。

按二氧化碳的涌出量计算需要风量，可参照瓦斯涌出量计算方法进行。

（2）按局部通风机实际吸风量计算：

岩巷掘进

$$Q_{掘} = Q_{局} I_{\text{局}} + 60 \times 0.15S \tag{6-3-14}$$

煤巷掘进　　$Q_{掘}=Q_{局}I_i+60\times0.25S$　　(6-3-15)

式中　$Q_{局}$——局部通风机实际吸风量，m^3/min。安设局部通风机的巷道中的风量，除了满足局部通风机的吸风量外，还应保证局部通风机吸入口至掘进工作面回风流之间的风速岩巷不小于0.15m/s、煤巷和半煤巷不小于0.25m/s，以防止局部通风机吸入循环风和这段距离内风流停滞，造成瓦斯积聚；

I_i——掘进工作面同时通风的局部通风机台数。

(3) 按掘进工作面同时作业人数计算：

$$Q_{掘}>4N \qquad (6-3-16)$$

式中　N——掘进工作面同时工作的最多人数，人。

(4) 按炸药量计算：

$$Q_{掘}>24A \qquad (6-3-17)$$

式中　A——一次爆破炸药最大用量，kg。

鉴于上式计算结果偏大，常用以下经验公式计算掘进工作面的需要风量：

$$Q_{掘}=5Ab/T \qquad (6-3-18)$$

式中　A——工作面一次爆破炸药最大用量，kg；

b——1kg炸药产生的CO当量，L；

T——爆破后通风时间，一般取20~30min。

(5) 按排出炮烟计算。采用压入式通风时，当风筒出口到工作面的距离 $L_{压}\leqslant L_{射}=(4\sim5)\sqrt{S}$时，工作面所需风量 $Q_{掘}$ 应为

$$Q_{掘}=\frac{0.465}{t}\left(\frac{AbS^2L^2}{P_{漏}^2C_{碳}}\right)^{1/3} \qquad (6-3-19)$$

式中　t——炮后通风时间，一般取15~30min；

A——一次同时爆破的炸药量，kg；

b——1kg炸药产生的CO当量，煤巷爆破取100L/kg，岩巷爆破取40L/kg；

S——巷道断面积，m^2；

L——巷道通风长度，m；

$P_{漏}$——风筒始、末端风量之比，即漏风系数；

$C_{碳}$——巷道内一氧化碳浓度的允许值，$C_{碳}=0.02\%$。

采用抽出式通风时，当风筒末端至工作面的距离 $L_{抽}\leqslant L_{吸}=1.5\sqrt{S}$时，工作面所需风量 $Q_{掘}$ 应为

$$Q_{抽}=\frac{0.254}{t}\sqrt{\frac{AbSL_{抛}}{C_{碳}}} \qquad (6-3-20)$$

式中　$L_{抛}$——炮烟抛掷长度，m；$L_{抛}=15+A/5$。

(6) 按风速进行验算：

岩巷掘进最低风量　　$Q_{岩掘}>60\times0.15S_{掘}$　　(6-3-21)

煤巷掘进最低风量　　$Q_{煤掘}>60\times0.25S_{掘}$　　(6-3-22)

岩煤巷道最高风量　　$Q_{掘}<60\times4.0S_{掘}$　　(6-3-23)

式中　$S_{掘}$——掘进工作面的断面积，m^2。

3）井下硐室需要风量

井下硐室需要风量，应按矿井各个独立通风硐室实际需要风量的总和来计算：

$$\sum Q_{硐} = Q_{硐1} + Q_{硐2} + Q_{硐3} + \cdots + Q_{硐n} \tag{6-3-24}$$

式中 $\sum Q_{硐}$——所有独立通风硐室风量总和，m^3/min；

$Q_{硐1}$，$Q_{硐2}$，$Q_{硐3}$，…，$Q_{硐n}$——不同独立供风硐室风量，m^3/min。

各个硐室的实际需要风量，应根据不同类型的硐室分别进行计算。

（1）井下爆炸材料库需要风量必须保证每小时4次换气量

$$Q_{库} = 4V/60 = 0.07V \tag{6-3-25}$$

式中 $Q_{库}$——井下爆炸材料库需要风量，m^3/min；

V——井下爆炸材料库的体积，m^3。

爆破材料度实际需要风量也可按经验值给定：大型爆破材料度为100～150m^3/min，中小型爆破材料度为60～100m^3/min。

（2）机电设备发热量大的水泵房、空气压缩机房等机电硐室，实际需要的风量可按机电设备运转的发热量计算，即

$$Q_{机} = 49.97\frac{\theta\sum W}{\Delta t} \tag{6-3-26}$$

式中 $\sum W$——机电硐室中运转的电动机总功率，kW；

Δt——机电硐室进、回风的气温差，℃；

θ——机电硐室的发热系数，应根据实际考察的结果确定，也可取表6-3-10的数值。

表6-3-10 机电硐室发热系数表

机电硐室名称	发热系数θ
空气压缩机房	0.20～0.23
水泵房	0.02～0.04

（3）其他硐室实际需要风量，可按经验值给定风量：采区绞车房及变电硐室为60～80m^3/min。充电硐室应按其回风流中氢气浓度小于0.5%计算，但不得小于100m^3/min；或按经验值给定100～200m^3/min。

选取硐室风量，须保证机电硐室温度不超过30℃，其他硐室温度不超过26℃。

4）其他巷道实际需风量

其他井巷实际需要风量，应按矿井各个其他巷道用风量的总和计算：

$$\sum Q_{其他} = Q_{其1} + Q_{其2} + Q_{其3} + \cdots + Q_{其n} \tag{6-3-27}$$

式中 $Q_{其1}$，$Q_{其2}$，$Q_{其3}$，…，$Q_{其n}$——其他井巷风量，m^3/min。

（1）按瓦斯涌出量计算：

$$Q_{其i} = 100q_{CH_4}K_{其通} \tag{6-3-28}$$

式中 $Q_{其i}$——第i个其他井巷实际用风量，m^3/min；

q_{CH_4}——第i个其他井巷最大瓦斯绝对涌出量，m^3/min；

$K_{其通}$——瓦斯涌出不均衡系数，取1.2～1.3；

100——其他井巷中风流瓦斯浓度不超过1%所换算的常数。

（2）按风速验算：

$$Q_{其i} > 60 \times 0.15S_{其i} \tag{6-3-29}$$

（3）架线电机车巷中的风速验算：

$$Q_{其他架线机车} > 60 \times 1.0 S_{其i}(m^3/min) \qquad (6-3-30)$$

式中　$S_{其i}$——第 i 个其他井巷断面积，m^2。

3.4.2.2　生产矿井风量的分配

1. 配风的原则

根据实际需要由里向外进行配风，先定井下采掘工作面、火药库、充电硐室等各用风地点所需的有效风量，再加上逆风流方向和各风路上允许的漏风量，得到矿井总风量；若再加上因体积膨胀的风量（总进风量的5%），得出矿井的总回风量；最后加上抽出式主通风机井口和附属装置的允许外部漏风量，得出通过主通风机的总风量。对于使用压入式通风的矿井，通过压入式主要通风机总风量即矿井总风量与外部漏风量之和。

2. 配风的依据

配风量必须符合《煤矿安全规程》中下列有关规定：

（1）关于氧气、瓦斯、二氧化碳和其他有毒有害气体安全浓度的规定；关于最高风速和最低风速的规定；关于采掘工作面和机电硐室最高温度的规定；关于冷空气预热的规定；关于空气中粉尘安全浓度的规定等。

（2）沿途漏风，尤其是风流短路，较大地影响了通风的安全性和经济性，因此应尽量减少沿途漏风和风流短路。沿途允许漏风率参考表6－3－11。如果实际漏风率超过表中数据时，应该采取有效的防漏措施，并加强管理。

（3）在装有局部通风机的巷道内，巷道的风量应按不小于局部通风机吸入风量的1.43倍计算。

表6－3－11　通风设施允许漏风率

漏风地点	允许的漏风率/%	漏风地点	允许的漏风率/%
无提升设备的抽出风井	5	风门	2
有提升设备的抽出风井	10	风桥	1
无提升设备的压入风井	10	风墙	基本不漏
有提升设备的压入风井	15	采空区	5～10

在串联掺新的风量中，应使其中的瓦斯、二氧化碳的浓度不超过0.5%，且使其他有害气体的浓度不超过安全浓度。

总之，由于生产矿井的配风依据都可通过实测确定，故只要细致进行生产矿井的配风工作，就可以比较准确地进行风量的分配。

3. 生产矿井风量的分配

在各个用风地点，将各用风点计算的风量值乘以备用系数 $K_{备}$，就是配给用风地点所在巷道的风量。图6－3－15为掘进巷道配风量的确定。但是采煤工作面的风量只配给各自计算的风量，由备用系数确定的风量考虑从采空区漏走的风量。因此在U型通风的工作面进风巷和工作面回风巷的风量是采煤工作面的计算风量乘以备用系数，如图6－3－16所示。

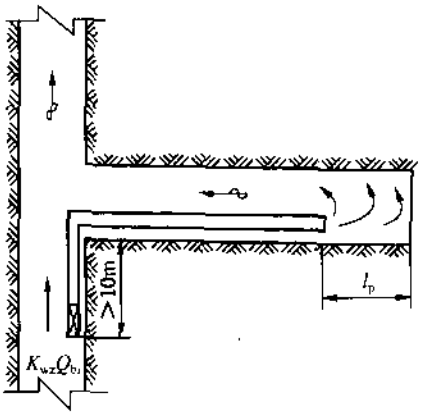


图 6-3-15 掘进巷道配风量的确定

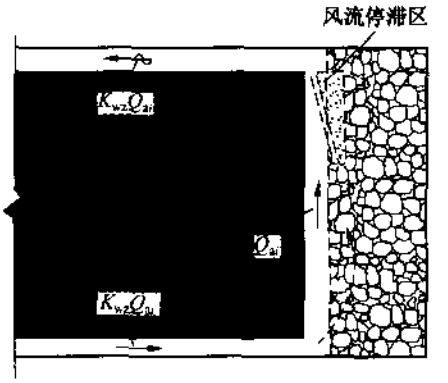


图 6-3-16 采煤工作面配风量的确定

从各个用风地点开始，逆风流方向而上，遇分风点则加上其他风路的分风量，得到未分风前那一条风路的风量，作为该风路的风量，直至确定进风井筒的总进风量。这一风量应该等于刚才计算的矿井总风量，如图 6-3-17 所示。如果是压入式通风，则要加上矿井外部漏风量，才能得出通过压入式主要通风机的总风量。

然后又从各个用风地点开始，顺风流方向而上，遇汇合点则加上其他风路的风量一起分配给汇合后那一条风路，作为该风路的风量，直至确定回风井筒的总回风量。这一风量也应等于刚才计算的矿井总风量，如图 6-3-18 所示。如果是抽出式通风，则加上抽出式主要通风机井口和附属装置的允许漏风量（即矿井外部漏风量），得出通过抽出式主要通风机的总风量。

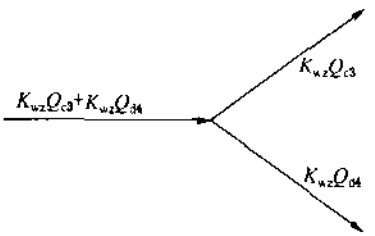


图 6-3-17 进风路线的配风计算

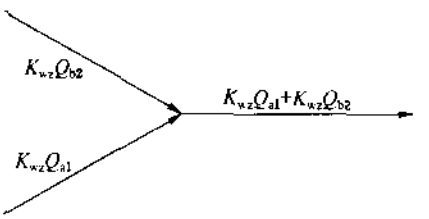


图 6-3-18 回风路线的配风计算

4. 新建矿井和延深矿井所需风量

对于新建矿井和延深矿井所需风量，有条件时，可参照邻近生产矿井的通风资料，按生产矿井的风量计算方法细致进行，否则需采用“由外往里”的计算方法，即先计算矿井的总风量，然后大致分配到各个用风地点。

1）低瓦斯矿井

以工作面能够有良好的气候条件作为供风的依据，用下式计算矿井总风量：

$$Q = TqK \tag{6-3-31}$$

式中 T——矿井平均日产量，t/d；

q——从工作面能够有良好的气候条件为出发点，而得出的对于日产量中每一吨煤的供风标准，通过实际调查统计得出 $q = 1\text{m}^3/[\text{min}\ (\text{t}\cdot\text{d}^{-1})]$；

K——风量备用系数，即 $K = K_1K_4K_5K_6$，这些系数的乘积介于 1.5 ~ 1.9 之间，可以根据新建矿井的条件，查表 6 - 3 - 12 得出具体的数值。

表 6 - 3 - 12 风 量 备 用 系 数

各系数的名称	数 值	选 用 条 件			
产量不均衡系数 K_1	1.15	低瓦斯矿井选用			
瓦斯涌出不均衡系数 K_2	1.20 ~ 1.25	高瓦斯矿井选用。单一煤层、本煤层，取大值；煤层群、采区外瓦斯占 50% 以上，取小值			
瓦斯内部漏风系数 K_3	1.15 ~ 1.25	大型矿井、对角式通风方式的矿井取小值；小型矿井、中央式通风方式的矿井取大值			
备用工作面风量系数 K_4	1.10 ~ 1.25	一般矿井均取 1.10；备用工作面较多的矿井取大值			
采区外用风备用系数 K_5	1.00 ~ 1.20	包括掘进、大型硐室、多水平的其他独立回风的风量系数，一般取 1.10；薄煤层、煤层群并有基建任务时，取 1.15；有大型硐室及多水平同时生产取大值			
工作面温度调整系数 K_6	0.95 ~ 1.15	低瓦斯矿井选用，按下列工作面平均温度选取			
		<20℃	20 ~ 23℃	23 ~ 26℃	>26℃
		0.95	1.00	1.10	1.15

2）高瓦斯矿井

按总回风流中的瓦斯浓度不超过 0.75% 的要求来计算矿井总风量：

$$Q = 1/(24 \times 60 \times 0.75\%)\, q_g TK \tag{6-3-32}$$

式中 q_g——矿井瓦斯平均相对涌出量，m^3/t；

T——矿井平均日产量，t/d；

K——风量备用系数，即 $K = K_2K_3K_4K_5$，这些系数的乘积介于 1.7 ~ 2.1 之间，具体数值从表 6 - 3 - 12 中查得。

无论是高瓦斯矿井还是低瓦斯矿井，都要按井下同时工作的最多人数来验算矿井总风量 Q，取大值作为矿井的总风量：

$$Q = 4NK \tag{6-3-33}$$

式中 N——井下同时工作的最多人数，人；

4——以人数为计算单位的供风标准，m^3/min；

K——风量备用系数，它是产量不均衡系数、备用工作面的风量系数和矿井内部漏风系数的总概括。采用中央并列式的通风系统时，$K = 1.45$；采用中央分列式或对角式通风系统时，$K = 1.35$。

新建矿井的风量分配是在算得的矿井总风量 Q 中，减去独立回风的掘进风量 Q_b 和硐室风量 Q_c，再按以下原则对剩余的风量 Q_m 进行大致的分配：各个回采工作面的风量，按照与产量成正比的原则进行分配；各个备用工作面的风量，按照它在生产时所需风量的一

半进行分配，即

$$Q_{re} = Q - (Q_b + Q_c) \tag{6-3-34}$$

式中 Q_b——所有独立回风的各个掘进工作面风量之和，m^3/min；

Q_c——所有独立回风的各个硐室风量之和，m^3/min。

剩余风量 Q_{re} 的分配方法是：先用下式计算回采工作面日产一吨煤所需配给的风量 q，即

$$q = Q_{re}/(T_a + T'_a/2) \tag{6-3-35}$$

$$T_a = \sum t_a$$

$$T'_a = \sum t'_a$$

式中 T_a——各个回采工作面的日产量之和，t/d；

t_a——各个回采工作面的日产量，t/d；

T'_a——各个备用工作面的计划日产量之和，t/d；

t'_a——各个备用工作面计划日产量，t/d。

分配给各个回采工作面的风量为：

$$Q_a = qt_a \tag{6-3-36}$$

分配给各个备用工作面的风量为：

$$Q'_a = qt'_a/2 \tag{6-3-37}$$

各条风路上的风量最后确定后，必须进行各条风路的风速校核，使各条风路的风速符合《煤矿安全规程》的规定。

各条风路的风量经过验算后，如能符合风速的要求，则各条风路的风量可以确定；如低于规定的风速，则该条风路的风量要相应增加；如超过规定的风速，则需要扩大该风路的断面或调整该风路的风量，使之风速降到规定值以下；最后，确定矿井总风量。

3.4.3 矿井通风阻力计算

矿井通风总阻力即风流由进风井口到出风井口，沿一条通路（风流路线）各个分支的摩擦阻力和局部阻力的总和，用 h_m 表示。矿井通风总阻力是选择矿井主要通风机的重要依据之一，为了合理地选用矿井主要通风机，必须正确计算出矿井通风总阻力。

3.4.3.1 矿井通风总阻力计算原则

（1）矿井通风的总阻力，不应超过 2940Pa。

（2）矿井井巷的局部阻力，新建矿井（包括扩建矿井独立通风的扩建区）宜按井巷摩擦阻力的 10% 计算，扩建矿井则宜按井巷摩擦阻力的 15% 计算。

（3）矿井通风网路中有较多的并联系统，计算总阻力时，应以其中阻力最大的路线作为依据。

（4）应计算出困难时期的最大阻力和容易时期的最小阻力，使所选用的主要通风机既满足困难时期的通风需要，又能在通风容易时工况合理。

3.4.3.2 矿井通风总阻力的计算

对于有两台或多台主要通风机工作的矿井，矿井通风阻力应按每台主要通风机所服务的系统分别计算。

在矿井通风系统总阻力最小时称通风容易时期，通风系统总阻力最大时称为通风困难时期。对于通风容易和困难时期，要分别画出通风系统图，按照采掘工作面及硐室的需要

分配风量，再由各段风路的阻力计算矿井总阻力。

沿着通风容易和困难时期的风流路线，依次计算各段摩擦阻力 h_{fi}，然后分别累计得出容易和困难时期的总摩擦阻力 h_{fe} 和 h_{fd}，再加上局部阻力。局部阻力取总摩擦阻力的 10% 或 15%。总摩擦阻力再乘以 1.1（扩建矿井乘以 1.15）后，得到两个时期的矿井总阻力 h_{me} 和 h_{md}。

通风容易时期总阻力：

$$h_{me} = (1.1 \sim 1.15) h_{fe} \tag{6-3-38}$$

通风困难时期总阻力：

$$h_{md} = (1.1 \sim 1.15) h_{fd} \tag{6-3-39}$$

式（6-3-38）和式（6-3-39）中 h_f 按下式计算：

$$h_f = \sum_{i=1}^{n} \left(\frac{\alpha_i L_i U_i}{S_i^3} Q_i^2 \right) \tag{6-3-40}$$

式中　h_f——矿井通风总阻力，Pa；

α——井巷摩擦阻力系数，$N \cdot s^2/m^4$，可在本篇 1.3 节的摩擦系数表中查得；

L——井巷长度，m；

U——井巷净断面周边长，m；

S——井巷净断面积，m^2；

Q——分配给各井巷的风量，m^3/s。

对于小型矿井，一般只计算困难时期的通风总阻力。

3.4.4　矿井通风设备选型

矿井通风设备主要是主要通风机和它的电动机，所以选择矿井通风设备须先选好主要通风机，然后再选择恰当的电动机。

3.4.4.1　*矿井通风设备的要求*

（1）矿井必须装设两套同等能力的主要通风设备，其中一套备用。

（2）选择通风设备应满足第一开采水平各个时期工况变化，并兼顾下一水平的通风需要且使通风设备长期高效率运行。当工况变化较大时，根据矿井分期时间及节能情况，应分期选择电动机，但初装电动机的使用年限不宜少于 10 年。

（3）通风机能力应留有一定的余量，轴流式通风机在最大设计负压和风量时，轮叶运转角度比允许范围小 5°；离心式通风机的选型设计转速不宜大于允许最高转速的 90%。

（4）进、回风井井口的高差在 150m 以上，或进、回风井井口标高相同，但井深 400m 以上时，需计算矿井的自然风压。

（5）矿井主要通风机房，应有两回直接由变（配）电所输出的供电线路，线路上不应分接任何负荷。

（6）所选电动机应满足通风机在整个启动过程及稳定运行中的力矩要求，如用同步电动机拖动轴流式通风机时，还应校验其牵入转矩。

（7）为简化供电系统，避免中间变压，当电动机功率较大可以选用高压电动机时，应尽量优先选用高压电动机。

（8）在通风机的服务年限内，矿井最大和最小阻力时期的工况点，均应在合理的工作范围之内。

（9）一个井筒尽量采用单一通风机的工作制度。

（10）主要通风机必须装有反风设备，必须能在10min内改变巷道中的风流方向。

（11）装有主要通风机的回风井口，应安装保护通风机的防爆门。

3.4.4.2 主要通风机的选择

1. 计算通风机风量 Q_f

由于井口防爆门及主要通风机反风门等处的外部漏风，风机风量 Q_f 应大于矿井需风量 Q_m，并由下式求出：

$$Q_f = kQ_m \tag{6-3-41}$$

式中 Q_f——主要通风机通风量，m^3/s；

Q_m——矿井需风量，m^3/s；

k——漏风损失系数，风井不做提升用时取1.1；箕斗井兼作回风用时取1.15；回风井兼做升降人员时取1.2。

2. 计算通风机风压

通风机全压 H_{td} 和矿井自然风压 H_n 共同作用克服矿井通风系统的总阻力 h_m、通风机附属装置（风硐和扩散器）的阻力 h_d 及扩散器出口动能损失 h_{vd}。当自然风压与通风机风压作用相同时取“-”，自然风压与通风机风压作用反向时取“+”。

根据提供的通风机性能曲线，由下式求通风机风压：

$$H_{td} = h_m + h_d + h_{vd} \pm H_n \tag{6-3-42}$$

进一步讲，离心式通风机大多提供全压曲线，而轴流式通风机大多提供静压曲线。通风容易时期自然风压与通风机风压作用相同，通风机有较高功率，故从通风系统阻力中减去自然风压 H_n；通风困难时期自然风压与通风机风压作用反向，故通风系统阻力需加上自然风压 H_n。所以，对于抽出式通风矿井：

离心式通风机：

容易时期 $$H_{tdmin} = h_m + h_d + h_{vd} - H_n \tag{6-3-43}$$

困难时期 $$H_{tdmax} = h_m + h_d + h_{vd} + H_n \tag{6-3-44}$$

轴流式通风机：

容易时期 $$H_{sdmin} = h_m + h_d - H_n \tag{6-3-45}$$

困难时期 $$H_{sdmax} = h_m + h_d + H_n \tag{6-3-46}$$

对于压入式通风系统，式（6-3-43）、式（6-3-44）中的 h_{vd} 表示出风井的出口风压，h_d 表示风硐的阻力。

3. 初选通风机

根据计算的矿井通风容易时期通风机的 Q_f、H_{sdmin}（或 H_{tdmin}）和矿井通风困难时期通风机的 Q_f、H_{sdmax}（或 H_{tdmax}），在通风机特性曲线上选出满足矿井通风要求的通风机。

4. 求通风机的实际工况点

要求主要通风机在两个时期的工况点都在特性曲线的合理工作范围内。因为根据 Q_f、H_{sdmin}（或 H_{tdmin}）和 Q_f、H_{sdmax}（或 H_{tdmax}）确定的工况点，即设计工况点不一定恰好在所选择通风机的特性曲线上，所以，必须根据通风机的工作阻力确定其实际工况点。

1）计算通风机的工作风阻

（1）用静压特性曲线时：

$$R_{sdmin}=H_{sdmin}/Q_f^2 \tag{6-3-47}$$

$$R_{sdmax}=H_{sdmax}/Q_f^2 \tag{6-3-48}$$

（2）用全压特性曲线时：

$$R_{tdmin}=H_{tdmin}/Q_f^2 \tag{6-3-49}$$

$$R_{tdmax}=H_{tdmax}/Q_f^2 \tag{6-3-50}$$

2）确定通风机的实际工况点

在通风机特性曲线图中做通风机工作风阻曲线，该工作风阻曲线与风压曲线的交点即为实际工况点。

5. 确定通风机的型号和转速

根据各台通风机的工况参数（Q_f、H_{sd}、η、N）对初选的通风机进行技术、经济和安全性比较，最后确定满足矿井通风要求，且技术先进、效率高和运转费用低的通风机型号和转速。

3.4.4.3　主要通风机的电动机选择

1. 电动机功率的计算

通风机输入功率按通风容易及困难时期，分别计算通风机所需输入功率 N_{min}、N_{max}：

$$N_{min}=Q_fH_{sdmin}/(1000\eta_s) \tag{6-3-51}$$

$$N_{max}=Q_fH_{sdmax}/(1000\eta_s) \tag{6-3-52}$$

或

$$N_{min}=Q_fH_{tdmin}/(1000\eta_t) \tag{6-3-53}$$

$$N_{max}=Q_fH_{tdmax}/(1000\eta_t) \tag{6-3-54}$$

式中　η_t，η_s——通风机全压效率和静压效率；

N_{min}，N_{max}——矿井通风容易时期和通风困难时期通风机的输入功率，kW。

2. 电动机台数及种类的确定

（1）当 $N_{min}\geqslant 0.6N_{max}$ 时，可选一台电动机，电动机功率为

$$N_e=k_eN_{max}/(\eta_e\eta_{tr}) \tag{6-3-55}$$

（2）当 $N_{min}\leqslant 0.6N_{max}$ 时，选两台电动机，电动机功率为

初期：

$$N_{emin}=k_e\sqrt{N_{min}N_{max}}/(\eta_e\eta_{tr}) \tag{6-3-56}$$

后期：

$$N_e=k_eN_{max}/(\eta_e\eta_{tr}) \tag{6-3-57}$$

式中　k_e——电动机容量备用系数，取1.1～1.2；

η_e——电动机效率，取0.9～0.94（大型电机取较高值）；

η_{tr}——传动效率，电动机与通风机直联时取1；带传动时取0.95。

根据周围的工作环境，通风机一般选用开启式或防护式电动机。选择电动机时还应全面综合考虑通风机调整及矿井功率因数补偿的要求。一般情况下，当电动机功率小于200kW时，宜选用低压鼠笼式电动机；大于250kW时，宜选用高压鼠笼式电动机。当电动机功率大于400kW及以上时，宜选用同步电动机，其优点是在低负荷运转时用来改善电网功率因数，使矿井经济用电；缺点是这种电动机的购置和安装费较高。

当矿井风压变化较大时，可考虑分期选择电动机，但每台电动机的使用年限一般不少于10年。

3. 电动机的启动方式

电动机的启动方式，可分为直接启动和降压启动。当启动电压降不超过15%，而又能自动启动时，则采用直接启动，鼠笼型电动机应优先考虑采用直接启动，只有不允许直接启动时才考虑降压启动。降压启动分自耦变压器降压启动、Y－△降压启动、延边三角形降压启动、电抗器降压启动及频敏变阻启动等几种方式。

4. 矿井通风设备选型实例

某矿为抽出式通风，高瓦斯矿井，矿井需风量为 $Q_m=40m^3/s$，矿井投产后20年内的最大和最小通风阻力分别为 $h_{max}=2551Pa$ 和 $h_{min}=1668Pa$，阻力最大和最小时自然风压分别为 $H_{NOP}=49Pa$ 和 $H_{NAS}=147Pa$，箕斗井兼作回风用，则风机选型步骤如下：

1）计算主要通风机的工作风量

$$Q_f=KQ_m=1.15\times40m^3/s=46m^3/s=16.56\times10^4m^3/h$$

2）计算风机工作风压

取通风机装置各部分阻力 $\Delta h=196Pa$，风机装置动压 $h_{vd}=49Pa$

$$H_{smax}=h_{max}+\Delta h+H_{NOP}=2551+196+49=2796Pa$$

$$H_{smin}=h_{min}+\Delta h+h_{vd}+H_{NAS}=1668+196+49-147=1717Pa$$

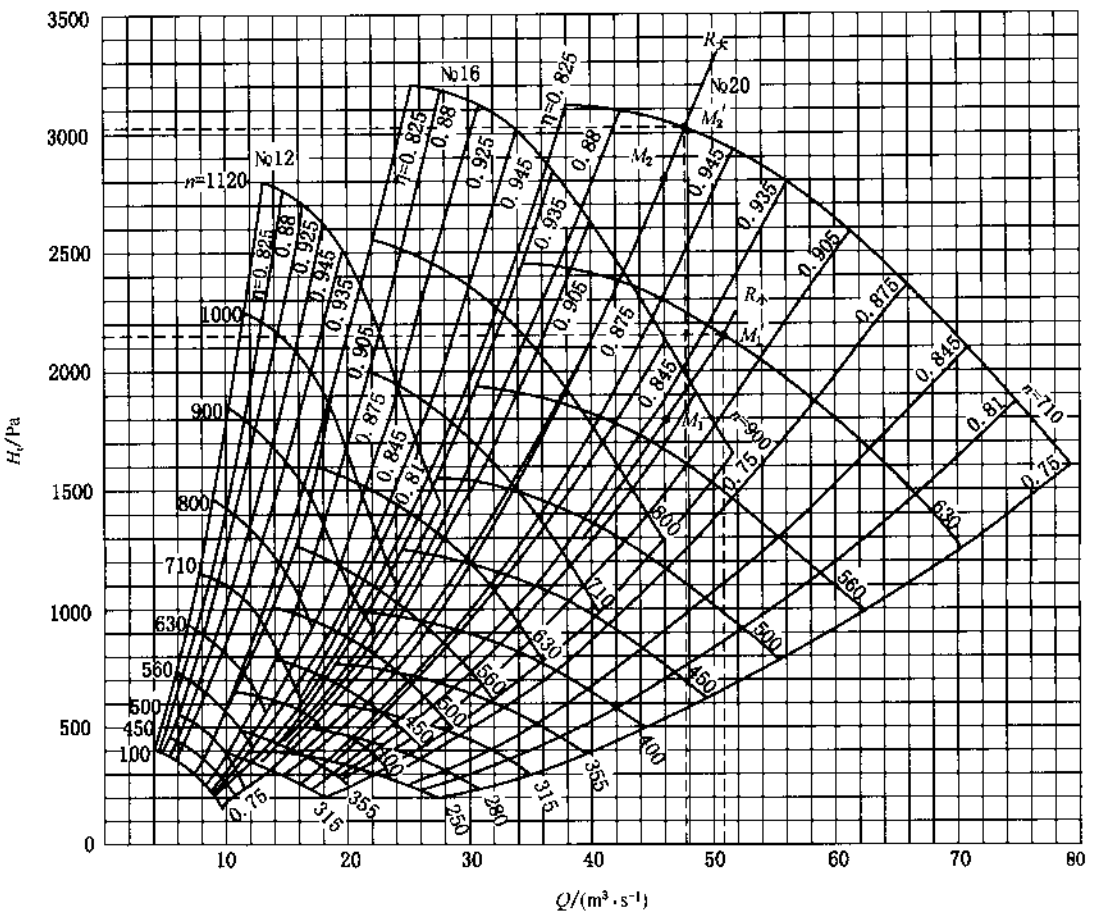


图6－3－19 4－72－11型离心式通风机性能曲线

3）通风机的全压

$$H_{t\max} = h_{\max} + \Delta h + h_{vd} + H_{NOP} = 2551 + 196 + 49 + 49 = 2845\text{Pa}$$

$$H_{t\min} = h_{\min} + \Delta h + h_{vd} + H_{NAS} = 1668 + 96 + 49 - 147 = 1766\text{Pa}$$

4）根据设计工况点初选风机

（1）在 4－72－11 型离心式通风机性能曲线（图 6－3－19）风量坐标 $Q = 46\text{m}^3/\text{s}$ 点处，做 Q 轴垂线，在风压坐标 $H_t = 1766\text{Pa}$ 和 $H_t = 2845\text{Pa}$ 点做 Q 轴平行线，3 条线分别相交于 M_1 和 M_2 两点，由图 6－3－19 可见，能使两个时期工况点都在合理工作范围内的风机只有№20 风机。

（2）在 G4－73－11 型离心式通风机性能曲线（图 6－3－20）风量坐标 $Q = 165600\text{m}^3/\text{h}$ 点处，做 Q 轴垂线，在风压坐标 $H_t = 1766\text{Pa}$ 和 $H_t = 2845\text{Pa}$ 点做 Q 轴平行线，3 条线分别相交于 M_1 和 M_2 两点，由图 6－3－20 可见，能使两个时期工况点都在合理工作范围内的风机只有№20 风机。

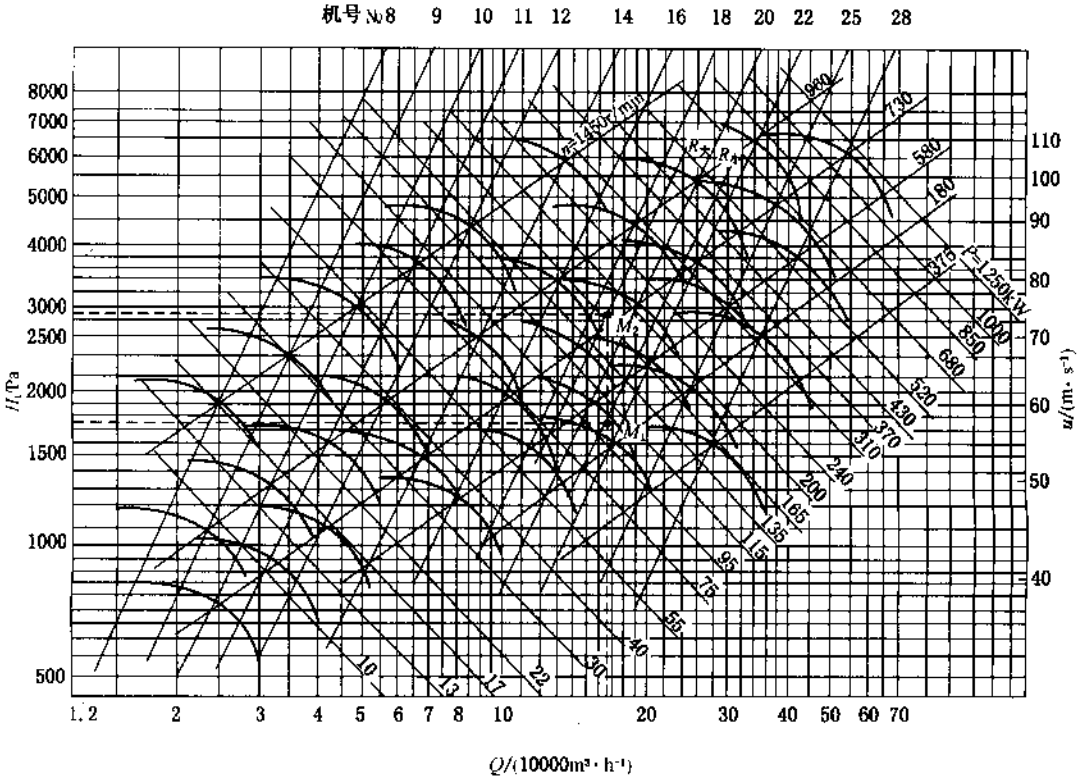


图 6－3－20　G4－73－11 型离心式通风机性能曲线

（3）观察 2K－60 系列轴流式通风机性能曲线（图 6－3－21）可知，№18 号风机基本可满足要求，在其风量坐标 $Q = 46\text{m}^3/\text{s}$ 点处，做 Q 轴垂线，在风压坐标 $H_t = 1766\text{Pa}$ 和 $H_t = 2845\text{Pa}$ 点做 Q 轴平行线，3 条线分别相交于 M_1 和 M_2 两点，由图 6－3－21 可见，此两个工况点都在合理工作范围内，故选№18 风机。

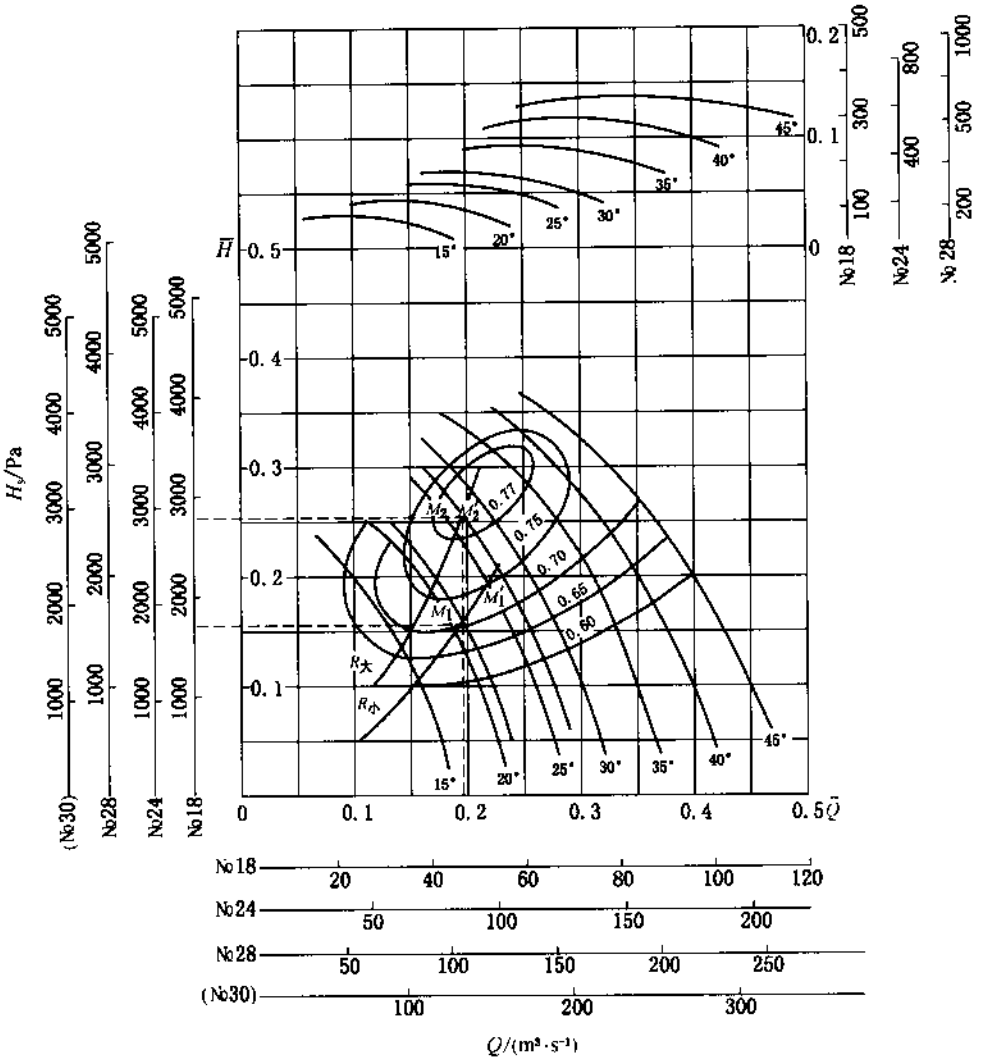


图 6-3-21 2K-60 系列轴流式通风机性能曲线

5）求风机的实际工况点

（1）计算风机的工作风阻。

离心式通风机的工作风阻：

$$R_{tmax}=H_{tmax}/Q_t^2=2845/46^2=1.345\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$$

$$R_{tmin}=H_{tmin}/Q_t^2=1766/46^2=0.8346\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$$

轴流式通风机的工作风阻：

$$R_{smax}=H_{smax}/Q_t^2=2796/46^2=1.321\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$$

$$R_{smin}=H_{smin}/Q_t^2=1717/46^2=0.8114\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^8$$

（2）根据通风机的工作风阻，分别在初选的 3 台通风机上做风阻曲线。由作图所得的 3 个初选风机的实际工况点 M_1' 和 M_2' 的坐标分别列入表 6-3-13 中。

表6-3-13　初选通风机实际工况点

通风机型号	实际风压/Pa		实际风量/($m^3 \cdot s^{-1}$)		效率/%		轴功率/%		备　注
	大	小	大	小	大	小	大	小	
2K60-№18	2976	1717	47	47	0.78	0.70	164.9	111.2	风压大时 $\theta=27°$，小时 $\theta=21°$
4-72-11№20	2992	2129	47.8	50.2	0.92	0.93	154.5	115.0	风压大时 $n=710r/min$，小时 $n=630r/min$
G4-73-11№20	3159	1785	48.3	46.7			240.0	115.0	风压大时 $n=710r/min$，小时 $n=630r/min$

由表6-3-13可见，从电耗大小考虑，2K-60和4-72-11较小；从可调性上看，2K-60系列通风机较好，且可反转反风，故最终选2K-60-№18型通风机。

4 采区及工作面通风系统

4.1 采区通风系统

4.1.1 采区通风的基本要求

（1）矿井开拓新水平和准备新采区的回风，必须引入总回风巷或主要回风巷中。在未构成通风系统前，可将此种回风引入生产水平的进风中；但在有瓦斯喷出或有煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出危险的矿井中，开拓新水平和准备新采区时，必须先在无瓦斯喷出或无煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出危险的煤（岩）层中掘进巷道并构成通风系统，未构成通风系统的掘进巷道的回风，可以引入生产水平的进风中。上述2种回风流中的瓦斯和二氧化碳浓度都不得超过0.5%，其他有害气体浓度必须符合《煤矿安全规程》的规定，并制订安全措施，报企业技术负责人审批。

（2）每一生产水平和采区都必须实行分区通风，即把井下各个水平、各个采区以及各个采煤工作面、掘进工作面和其他用风地点的回风直接排入采区的回风巷或总回风巷的通风布置方式。

（3）准备采区，必须在采区内构成通风系统后，方可开掘其他巷道。采煤工作面必须在采区构成完整的通风、排水系统后，方可回采。

（4）高瓦斯矿井、有煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出危险的矿井的每个采区和开采容易自燃煤层的采区，必须设置至少1条专用回风巷；低瓦斯矿井开采煤层群和分层开采采用联合布置的采区，必须设置1条专用回风巷。所谓专用回风巷指在采区巷道中，专门用于回风，不得用于运料、安设电气设备的巷道。在煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出区，专用回风巷还不得行人。采区进、回风巷必须贯穿整个采区，严禁一段为进风巷、一段为回风巷。

（5）采、掘工作面应实行独立通风。同一采区内，同一煤层上下相连的2个同一风路中的采煤工作面、采煤工作面与其相连接的掘进工作面、相邻的2个掘进工作面，布置独立通风有困难时，在制定措施后，可采用串联通风，但串联通风的次数不得超过1次。采区内未构成新区段通风系统的掘进巷道或采煤工作面遇地质构造而重新掘进的巷道，布置独立通风确有困难时，其回风可以串入采煤工作面，但必须制定安全措施，且串联通风的次数不得超过1次；构成独立通风系统后，必须立即改为独立通风。

上面述及的串联通风，必须在进入被串联工作面的风流中装设甲烷断电仪，且瓦斯和二氧化碳浓度都不得超过0.5%，其他有害气体浓度都应符合《煤矿安全规程》的规定。开采有瓦斯喷出或有煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出危险的煤层时，严禁任何2个工作面之间串联通风。

（6）有煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出危险的采煤工作面不得采用下行通风。

（7）掘进工作面和采煤工作面的进风和回风，都不得经过采空区或冒顶区。无煤柱

开采沿空掘巷和沿空留巷时，应采取防止从巷道的两帮和顶部向采空区漏风的措施。

（8）井下爆炸材料库必须有独立的通风系统，回风风流必须直接引入矿井的总回风巷或主要回风巷中。新建矿井采用对角式通风系统时，投产初期可利用采区岩石上山或用不燃性材料支护和不燃性背板背严的煤层上山作爆炸材料库的回风巷。必须保证爆炸材料库每小时能有其总容积4倍的风量。

井下充电室必须有独立的通风系统，回风风流应引入回风巷。井下充电室，在同一时间内，5t及其以下的电机车充电电池的数量不超过3组、5t以上的电机车充电电池的数量不超过1组时，可不采用独立的风流通风，但必须在新鲜风流中。井下充电室风流中以及局部积聚处的氢气浓度，不得超过0.5%。

井下机电设备硐室应设在进风风流中。该硐室采用扩散通风的，其深度不得超过6m、入口宽度不得小于1.5m，并且无瓦斯涌出。井下个别机电设备设在回风流中的，必须安装甲烷传感器并具备甲烷超限断电功能。采区变电所必须有独立的通风系统。

（9）采空区必须及时封闭。从巷道通至采空区的风眼，必须随着采煤工作面的推进逐个封闭通至采空区的连通巷道。采区开采结束后45天内，必须在所有与已采区相连接的巷道中设置防火墙，全部封闭采区。

（10）控制风流的风门、风桥、风墙、风窗等设施必须可靠。不应在倾斜运输巷中设置风门；如果必须设置风门，应安设自动风门或设专人管理，并有防止矿车或风门碰撞人员以及矿车碰坏风门的安全措施。开采突出煤层时，工作面回风侧不应设置风窗。

（11）贯通巷道必须遵守下列规定：

① 掘进巷道贯通前，综合机械化掘进巷道在相距50m前、其他巷道在相距20m前，必须停止一个工作面作业，做好调整通风系统的准备工作。

② 贯通时，必须由专人在现场统一指挥。停掘的工作面必须保持正常通风，设置栅栏及警标，经常检查风筒的完好状况和工作面及其回风流中的瓦斯浓度，瓦斯浓度超限时，必须立即处理。掘进的工作面每次爆破前，必须派专人和瓦斯检查工共同到停掘的工作面检查工作面及其回风流中的瓦斯浓度，瓦斯浓度超限时，必须先停止在掘工作面的工作，然后处理瓦斯，只有在2个工作面及其回风流中的瓦斯浓度都在1.0%以下时，掘进的工作面方可爆破。每次爆破前，2个工作面入口必须有专人警戒。

③ 贯通后，必须停止采区内的一切工作，立即调整通风系统，风流稳定后，方可恢复工作。

（12）其他要求：

① 采区通风系统布置要综合考虑采场接替、瓦斯治理，要有利于瓦斯治理工程的施工。

② 新矿井、新水平、新采区不得随意更改设计施工，严禁“剃头”开采。多水平开采的矿井，在水平通风系统形成前，不得开掘其他巷道；倾斜条带布置时，必须至少超前布置两个区段形成独立通风系统后，方可施工回采巷道。合理确定回采工作面的走向和倾斜长度；高瓦斯、煤与瓦斯突出矿井的回采工作面进回风巷之间不得随意施工联络巷。煤与瓦斯突出矿井严禁下山开采。

③ 突出矿井中布置采掘工作面应遵循下列原则：

a. 主要巷道应布置在岩层或非突出煤层中。应尽可能缩短揭煤长度，避免缓倾斜小

角度揭煤，减少突出煤层中掘进的工作量。开采保护层的采区，应充分利用保护层的保护范围。

b. 必须从设计源头为揭煤创造条件。巷道布置应避开突出煤层和地质构造带，减少石门揭穿突出煤层的次数。如果条件许可，应尽量将石门布置在被保护区内，或先掘出揭煤地点的煤层巷道，然后与石门贯通。石门与突出煤层中已掘的巷道贯通时，被贯通巷道应超过石门贯通位置5m以上，并保持正常通风。

c. 在同一突出煤层的同一区段的集中应力影响范围内，不得布置2个工作面相向回采或掘进。突出煤层的掘进工作面，应避开本煤层或邻近煤层采煤工作面的应力集中范围。

④ 每组风门不少于2道，必须装有联锁装置，能自动关闭。主要风门要安装风门开关状态传感器，主要进回风联巷风门要设反向风门。

⑤ 巷道揭煤和突出危险煤层施工，必须具有独立、可靠、畅通的回风系统。进风侧必须设置至少2道坚固的反向风门。

⑥ 合理安设通风设施，保证完好使用，防止风流短路。总回风巷、主要回风巷不得设置风流控制设施；采区应尽量减少通风构筑物，减少漏风；建立检查、维修制度，保持通风系统完好。矿井井下主要进回风巷之间及负压差大的地点需安设风门时，可以考虑设置均压风门。

4.1.2 两条上山通风

通常，一个采区布置两条上山。一条是运煤上山，另一条是轨道上山。布置两条上山时，可用轨道上山进风、输送机上山回风；也可用输送机上山进风、轨道上山回风。

4.1.3 三条上山通风

当采区的用风量过大，使运输上山或轨道上山的风速过高，通风阻力过大，两条上山已经不能满足要求时，必须设置一条专用回风巷；此外4.1.1中第4点所述的采区，也必须设置至少1条专用回风巷。布置采区专用回风巷，对稳定采区通风系统、防止事故发生、减轻通风管理的难度、提高矿井通风系统的安全度有十分重要的意义。

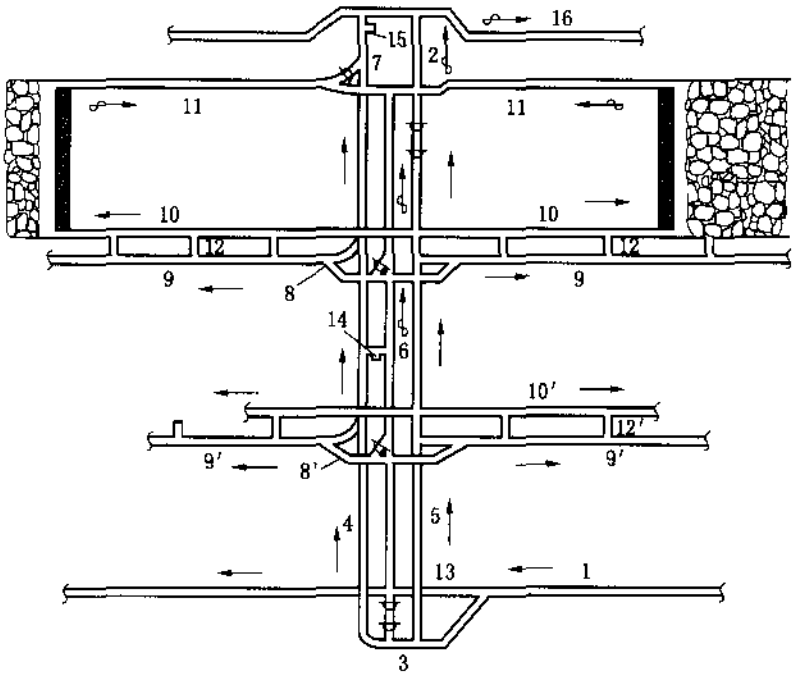
如图6-4-1所示的巷道6为采区的专用回风巷，这条巷道的设置不仅减少了上山风速，并且消除了用输送机上山或轨道上山回风的许多困难，从而减少和简化了通风构筑物的设置，提高了采区通风系统的可靠性。虽然专用回风巷开掘费用较高，但常在高瓦斯煤层、煤与瓦斯突出煤层及容易自燃煤层开采时采用。

4.1.4 多条上山通风

上（下）山的数目是随着开采深度的增加、瓦斯涌出量的增大而增多的。在采用2条上（下）山的基础上又出现了3条上（下）山、4条上山的采区。如丰城坪湖矿、淮南潘一矿、焦作九里山矿均因瓦斯涌出量大、有煤与瓦斯突出危险，为了增加采区的供风量又不使风速超限，而采取了增开4条上山的方案。实践证明，4条上山的采区通风系统，有采掘送风分开、采区供风量大、通风系统稳定可靠、通风阻力小、抗灾能力强、有利于防尘等优点。但是，该方案也有初期巷道准备工程量增大、维护费用高、通风设施较多、通风管理难度加大等问题。

4.1.5 下山采区通风

近年来有些矿井为增大水平服务年限，加大采区的开采强度，也采用了采区下山开采



1—阶段运输大巷；2—阶段回风石门；3—采区下部车场；4—采区轨道上山；
5—采区运输机上山；6—采区回风上山；7—采区上部车场；8、8′—采区中部车场；
9、9′—区段轨道巷；10、10′—区段运输巷；11—区段回风巷；12、12′—联络巷；
13—采区煤仓；14—采区变电所；15—绞车房；16—阶段回风巷

图6-4-1　两进一回通风方式

的方法。下山开采时严禁不完整下山开采（剃头下山开采），即在下山开采过程中，主要进、回风巷仍在继续向下延伸时，就组织工作面开采或掘进的一种开采模式。下山采区通风系统，具有通风路线长、阻力大的缺点。为此，需采取以下措施：扩大巷道断面，降低风阻；调整通风系统，使采区下山构成独立的通风系统；缩短通风线路；采区上山与采区下山的通风分别由两台通风机负担，构成联合运转系统。

4.1.6　近距离煤层采区通风

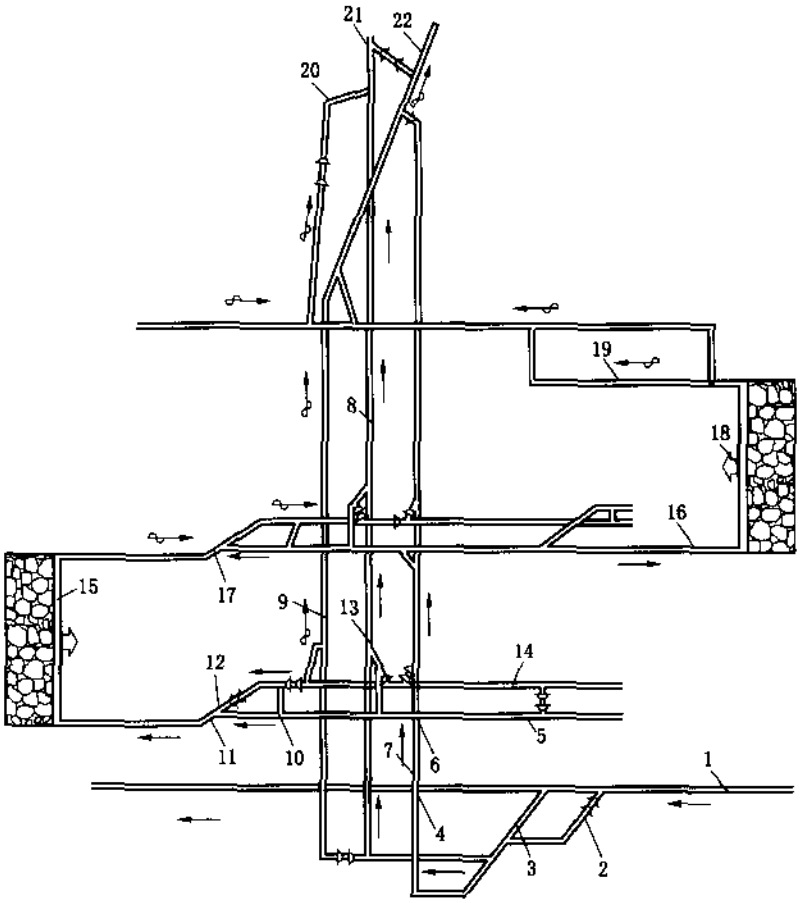
近距离煤层群的煤层间的距离较近，开采时易产生大量裂隙沟通上、下分层，邻近层开采时层间漏风比较严重，使得煤层自燃的防治非常困难。所以，低瓦斯矿井开采煤层群和分层开采采用联合布置的采区，必须设置1条专用回风巷。

下面以淮北矿务局芦岭煤矿实例简述近距离煤层群采区通风，如图6-4-2所示。

1. 采区概况

采区走向长为610～820m，倾斜宽为550m。采区有可采煤层8号和9号两层，煤层倾角为18°～25°。8号煤层平均厚9.56m，9号煤层平均厚3.01m，层间距3.5m，可采储量4.27Mt。采区东部有F_3正断层，产状SN75°，落差35～50m，采区内部较稳定。8号和9号煤层为煤与瓦斯突出煤层，曾发生煤与瓦斯突出2次。采区相对瓦斯涌出量为18.49m^3/t，开采8号煤层顶分层时，最大绝对瓦斯涌出量为16m^3/min。煤层自然发火期

3～6个月，煤尘有爆炸性，挥发分值为36%～42%。采区设计生产能力0.45Mt/a。服务年限11年。



1—底板大巷；2—采区变电所；3—采区下部车场；4—采区溜煤仓；5—区段岩石集中巷；6—区段溜煤眼；7—带式输送机上山；8—轨道上山；9—人行上山；10—联络巷；11—采煤工作面溜煤眼；12—采煤工作面运煤斜巷；13—采区中部车场；14—区段岩石轨道巷；15—8煤层采煤工作面；16—采煤工作面进风巷；17—采煤工作面运料斜巷；18—9煤层采煤工作面；19—采煤工作面回风巷；20—采区上部车场；21—绞车硐室；22—采区回风石门

图6-4-2　近距离煤层群采区通风系统示意图

2. 采区通风系统

在9号煤层底板布置带式输送机上山、人行上山、区段岩石集中巷、区段岩石轨道巷，每隔80～90m做联络巷，从联络巷掘上山眼（下区段为采煤工作面运煤斜巷，上区段为采煤工作面运料斜巷）进入煤层，形成采区通风系统。采区总配风量3000～4000m^3/min。

为解决采煤工作面上隅角瓦斯积聚，采用尾巷排放瓦斯，即当工作面推过材料眼时，沿空留巷保留回风平巷，使采空区瓦斯通过沿空所留巷道排入岩石轨道巷。为确保瓦斯不超限，在后方联络巷掺入新风。

采区内各用风地点通风路线如下：

（1）8号煤层采煤工作面。底板大巷1→轨道上山8→区段岩石集中巷5→联络巷10→区段岩石轨道巷14→采煤工作面运煤斜巷12→8号煤层采煤工作面15→采煤工作面运料斜巷17→采区石门22。

（2）9号煤层采煤工作面。底板大巷1→轨道上山8→采区中部车场13→采煤工作面进风巷16→9号煤层采煤工作面18→采煤工作面回风巷19→采区回风巷19→采区回风石门22。

（3）掘进工作面。轨道上山8→中部车场→区段岩石集中巷5→掘进工作面→区段岩石轨道巷14→人行上山→采区回风石门22。

3. 通风系统评价

该采区通风系统的优点：

（1）可布置多个采煤工作面、多个掘进工作面，实现采区集中生产。

（2）利用双岩石集中巷进行多钻孔、大面积瓦斯抽放。

（3）利用系统变化进行均压通风、治理煤层自然发火。

（4）利用尾巷进行工作面瓦斯排放，在后一联络巷掺入新风，又可保证尾巷排入轨道瓦斯浓度不超过1%。

（5）该系统对处理灾变事故有较强的适应性，基本通风巷道均布置在岩石中，并自成通风系统；在采区发生灾变以后，可利用基本岩石巷道的通风设施进行工作面或灾变地点的局部反风或短路通风。

该采区通风系统的缺点：

（1）岩石巷道工程量大，通风设施多，管理困难。

（2）溜煤眼直通岩石集中巷，部分新风通过溜煤上山进入采煤工作面，对降低工作面粉尘不利。

该采区通风系统适用于近距离、多煤层、自然条件较差的联合布置采区。

4.1.7　倾斜长壁采煤法采区通风

随着设备性能的不断提高和采煤技术的进步，倾斜长壁采煤工作面逐渐增多，其巷道布置及通风系统比走向长壁工作面的系统简单、运输与通风路线短、风流方向转折少、通风构筑物少、漏风少、有效风量率较高。另外，工作面风流不存在上下行问题。

下面以鸡西城子河煤矿实例简述倾斜长壁多煤层采区通风。

1. 采区概况

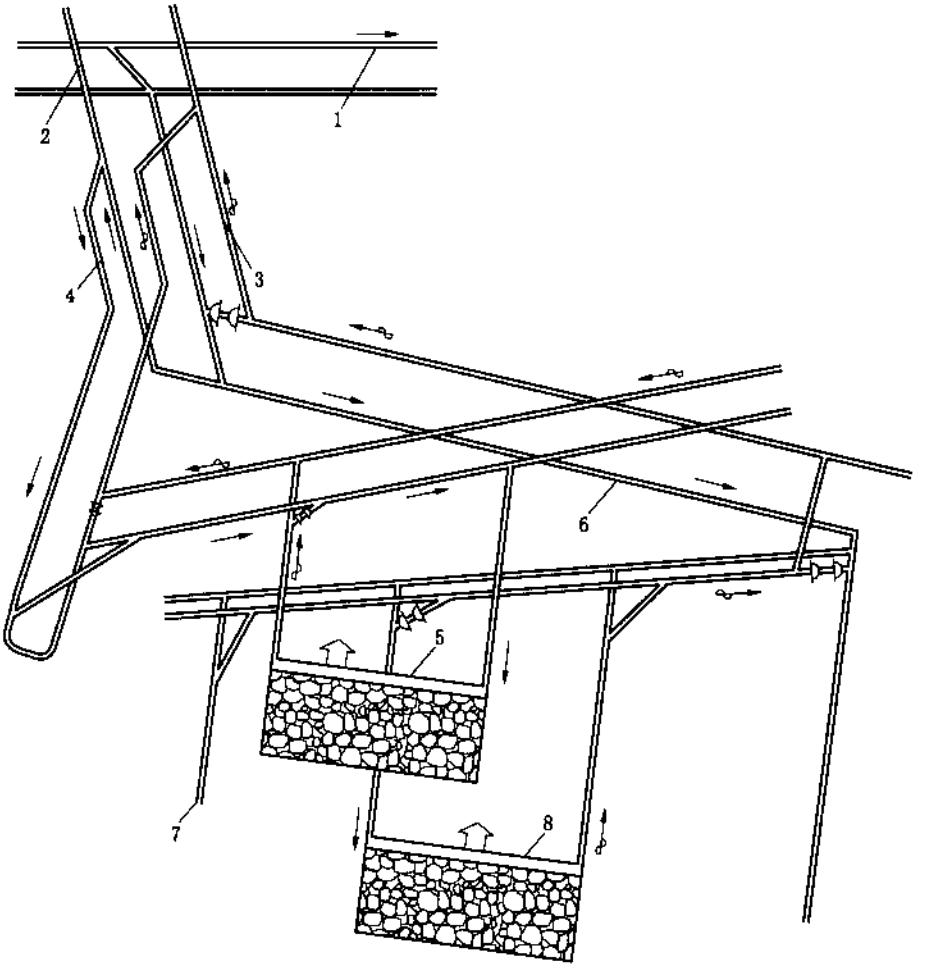
如图6-4-3所示，采区走向长度920m，倾斜长度1300m，同时开采25号和37号两层煤，层间距为133m，煤层厚度分别为2.2m和2.5m，煤层倾角为10°~23°，平均18°左右。采区绝对瓦斯涌出量为29.6m^3/min，相对瓦斯涌出量为15.82m^3/t。采区总配风量为3924m^3/min。

2. 采区通风系统

采区布置采煤工作面2个，掘进工作面1个。采煤工作面分别为37号煤层综采工作面和25号煤层高档普采工作面，工作面长160m。采区生产能力1.0Mt/a。

采区内各用风点风流路线如下：

（1）37号煤层采煤工作面。东翼主要运输大巷1→采区石门→轨道上山2→-250m



1—东翼主要运输大巷；2—轨道上山；3—回风上山；4—－250m 车场；5—37 号煤层采煤工作面；6—－400m 平巷；7—25 号煤层掘进工作面；8—25 号煤层采煤工作面

图 6－4－3 倾斜条带多煤层采区通风系统示意图

车场 4→－250m 平巷→采煤工作面进风巷→37 号煤层采煤工作面 5→采煤工作面回风巷→－250m 回风巷→回风上山 3。

（2）25 号煤层采煤工作面。东翼主要运输大巷 1→采区石门→－400m 平巷 6→采煤工作面进风巷→25 号煤层采煤工作面 8→采煤工作面回风巷→－400m 回风巷→回风上山 3。

（3）掘进工作面。采区石门→－400m 平巷 6→25 号煤层掘进工作面 7→－400m 回风巷→回风上山 3。

3. 通风系统评价

该采区回风系统的特点：

（1）各层之间采用并联通风，同时开采时无相互干扰，通风系统简单、阻力小，系统稳定可靠。

（2）各工作面均实现独立通风，不存在串联通风问题，安全性好。

（3）通风网络简单，通风设施少，风量调节容易、便于管理。

（4）各采掘工作面风路线短，如果工作面瓦斯涌出量大、无法冲淡时，可以在各煤层单独布置瓦斯巷、瓦斯抽放巷等，便于处理瓦斯，安全性好。

（5）进回风巷之间采用风门隔断，要求风门气密性好。

该采区通风系统适用于薄及中小厚煤层多煤层开采、层间距较远、瓦斯涌出量大的采区。

4.2　采煤工作面通风方式

长壁工作面在我国应用最广，其产量占全国回采总量的85%以上。工作面的通风方式视瓦斯涌出量、开采工作条件和开采技术而异，按工作面进、回风巷的数量和位置，可分为U型、Y型、W型、E型、U+L型、Z型等通风方式，其中U型应用最为普遍。

4.2.1　U型通风方式

该类型通风可分为前进式和后退式2种，如图6-4-4所示。图6-4-4a为后退式U型通风方式的布置。此种通风方式对了解煤层赋存情况，掌握瓦斯、火的发生、发展规律，较为有利。由于巷道维护均在煤体中，因而巷道的漏风率较少。

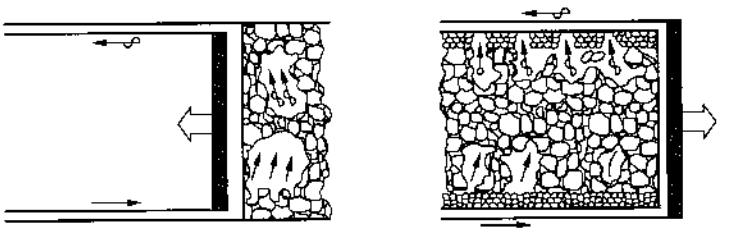


图6-4-4　U型工作面通风方式

U型通风方式是一种基本的通风方式，应用范围较广，在瓦斯涌出量较低的倾斜、缓倾斜煤层的长壁工作面均可采用。

优点：系统简单，通风设施少，风流稳定，风量容易保证，风量调节比较方便。

缺点：工作面上隅角可能积聚瓦斯，形成局部瓦斯超限，特别是瓦斯涌出量大的工作面积聚瓦斯不易处理，通常采用增加风量、瓦斯抽排、挂风帘、风流引射排放等综合性措施，防治上隅角积聚瓦斯。

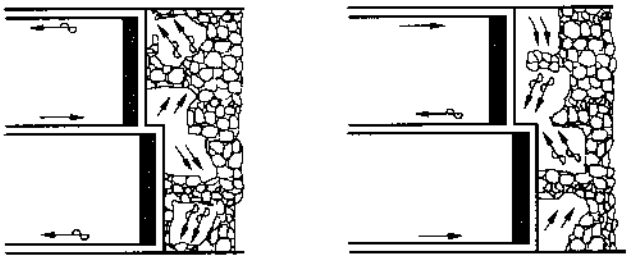
4.2.2　W型通风方式

W型通风方式指采煤工作面有3条平巷，即上、下平巷进风或回风，中间平巷回风或进风的布置形式，如图6-4-5所示。

（1）采用W型通风方式解决了采煤工作面上下温差大和采煤工作面风流末端有害气体浓度高的问题，也保证了整个工作面的供风量和环境条件的均衡。

（2）整个工作面的通风阻力明显低于一般方式通风。

（3）所需供风量相应减少，提高了采煤工作面和采区的通风能力，使生产能力提高



(a) 一进两回　　(b) 两进一回

图 6-4-5 W 型工作面通风方式

了近 1/3，生产效率提高 20%。

（4）采用 W 型通风方式，工作面推进加快，有效地控制了煤层自然发火，有利于安全生产。

W 型通风方式适用于炮采、高档普采工作面，特别适用于因地质构造和其他因素而形成的倾斜长度达 180～250m 布置的对拉工作面。

4.2.3 Y 型通风方式

Y 型通风方式指在回采工作面的上、下端各设一条进风道，另在采空区一侧设回风道，如图 6-4-6 所示。其优点为：

（1）由于采空区的瓦斯通过巷旁支护流入回风平巷，较好地解决了回采工作面上隅角的瓦斯超限问题。

（2）由于工作面上、下端均处于进风流中，改善了作业环境。

（3）实行沿空留巷，节约大量煤炭资源，可提高采区回收率。

（4）减少施工巷道，节约成本，所留设巷道可以替代瓦斯抽放巷，并对邻近的煤层瓦斯进行抽采，而且可缩短通风路线，降低通风负压。

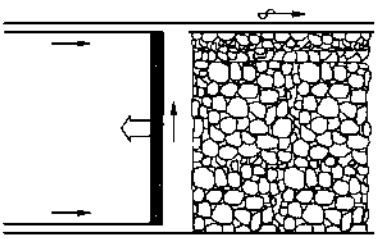


图 6-4-6 Y 型工作面通风方式

Y 型通风系统巷道布置要求在采煤工作面开切眼侧构成回风系统，根据采区巷道布置条件，归纳起来主要有以下两种：

（1）利用边界回风巷道构筑 Y 型通风。在采区边界布置一条回风上山，采区各工作面在切眼位置施工回风联巷与边界回风上山连通，形成 Y 型通风道。

（2）改造现有的巷道系统，利用相邻工作面提前开掘的巷道和联络巷与拟采用沿空留巷 Y 型通风开采的工作面形成二进一回的通风系统。

Y 型通风解决了上隅角瓦斯经常超限的问题，使工作面及回风巷的高温热害得到有效治理，可缓解矿井采掘接替紧张的局面。这项技术的推广应用，取得了显著的安全技术经济效益，对提高煤炭资源回收率和实现高瓦斯矿区煤与瓦斯两种资源的安全高效共采具有重要的意义。

4.2.4 U+L 型通风方式

U+L 型通风方式由一条进风巷、一条回风巷、一条专用排瓦斯尾巷所组成。尾巷与

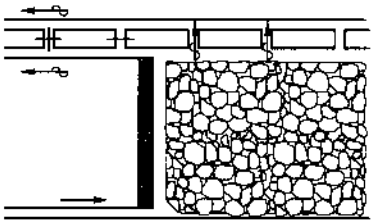


图 6－4－7　U＋L 型通风方式

回风巷之间每隔一定距离施工联络巷并予以封闭，随着工作面的推进，再将滞后于工作面的联络巷依次打开，使得采空区及邻近层卸压瓦斯通过联络巷排至尾巷，如图 6－4－7 所示。其优点为：

（1）可减少采煤工作面回风流中的瓦斯排放量和防止上隅角瓦斯超限。

（2）尾巷不作回风用时可用于钻孔施工、铺设管路抽放瓦斯，还可用于下一邻近工作面的进风巷。

U＋L 型通风方式适用于瓦斯涌出量大的采煤工作面。

4.2.5　Z 型通风方式

Z 型通风方式是对 U 型通风方式的改进。如图 6－4－8a 所示为前进式 Z 型，其进风巷随回采工作面推进而形成，回风平巷则为沿空留下的或预留的巷道。其优点为：

（1）与前进式 U 型相比，巷道的采掘工程量较少。

（2）进、回风巷只需在一侧采空的条件下维护。

（3）区内进、回风巷的总长度近似不变，有利于稳定风阻、改善通风。

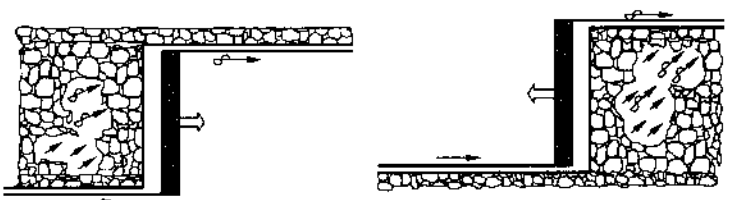


图 6－4－8　Z 型工作面通风方式

为了改善前进式 Z 型上隅角瓦斯积聚之患，最好应用后退式 Z 型的通风方式，如图 6－4－8b 所示。但当采空区涌出的瓦斯量及漏风量较大时，其回风巷常易出现瓦斯超限现象。

4.3　通风构筑物

为了保证井下各个用风地点得到所需风量，一方面不得不在通风系统中设置一些通风构筑物（如风桥、挡风墙、风门等），以控制风流的方向和风量；另一方面要防止它们造成大量漏风或风流短路。因此，必须正确设计通风构筑物，合理选择位置，保证施工质量，严格管理制度；否则会破坏通风的稳定性，造成事故隐患。

4.3.1　风门

在人员和车辆可以通行、风流不能通过的巷道中，至少要建立两道风门，其间距要大于运输工具长度，以便一道风门开启时，另一道风门是关闭的。风门分为普通风门和自动风门。以行人为主、车辆运行不频繁的地点，可用图 6－4－9 所示的普通木制风门。这种风门的结构特点是门扇与门框呈斜面接触，接触处有可缩性衬垫，比较严密、结实，一般

可使用1.5～2年。迎着风流方向用人力开启，靠门内外的压力差把门关紧；门框和门轴都要向关闭的方向倾斜80°～85°，使风门能靠自重而关闭，门框下设门槛，过车的门槛

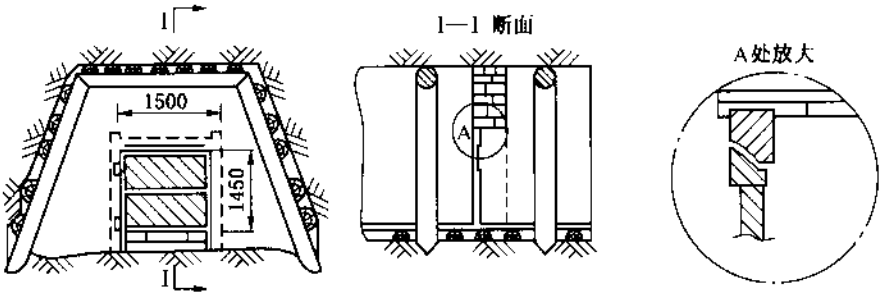


图6-4-9 普通木制风门结构

要留有轨道穿过的槽缝；门墙两帮和巷道顶底都要掐掏槽，在煤中掏槽深度不小于0.3m，在岩石中不小于0.2m，槽中要填实。门墙厚度不小于0.3m，门板要错口接缝，木板厚不小于30mm，铁板厚不小于2mm；通车巷道的门槛下部设挡风帘，通过电缆、水管或风管的孔口要堵严；风门前后5m内的巷道要支护好，无空帮和空顶；漏风率不大于2%。

自动风门是借助各种动力实现开启与关闭的一种风门。目前国内的自动风门常采用的动力驱动系统有3种方式，即压气驱动、液压驱动和电力驱动。

近年来，自动风门技术发展迅速，各类新产品不断在煤矿井下得到应用。如淮南矿区推广应用的一种适应高压力区域的均压风门。该均压风门的门体主要由门框、门扇、平衡机构及其配重等部分构成。门框、门扇均采用钢制焊接结构。门扇为双扇结构，风门开启形式为异向同步开闭，它改变了长期以来老式传统风门的结构形式，巧妙地把作用在风门上的风压通过平衡机构将其转化为一种内力，将其平衡掉。均压风门工作原理如图6-4-10所示。

均压风门的主要特点为：开启力小，开启力与巷道内风压的大小和方向无关，手动开启力仅需150N左右；双向隔风，不需再设反向风门；通过调节配重，人车过后，风门能自动关闭；双向密闭，漏风量小；关闭平稳，安全可靠，不会发生挤伤过往人员的事故；风门防腐、防潮、阻燃、强度大、不变形；两道风门之间可实现闭锁；系统简单，易维护等。

4.3.2 密闭

在需要堵截风流和交通的巷道内，须设置密闭。按服务年限长短，密闭分为永久性和临时性两种。

对于永久性的密闭，其结构如图6-4-11所示，需用不燃性材料（如砖、料石、水泥等）建筑，墙上部厚度不小于0.45m，下部厚度不小于1m；密闭前后5m以内的巷道支护要完好，使用防腐支架；无积煤、无片帮、无冒顶；四周掏槽，在煤中槽深不小于1m，在岩石中不小于0.5m；墙面要严、抹平、刷白、不漏风。密闭内有涌水时，应在墙上装设放水管以排出积水，放水管应制成U形，可利用水封防止放水管漏风。

临时性的密闭，服务期限短，类型有木板密闭、聚氨酯喷涂密闭、降落伞式密闭和气

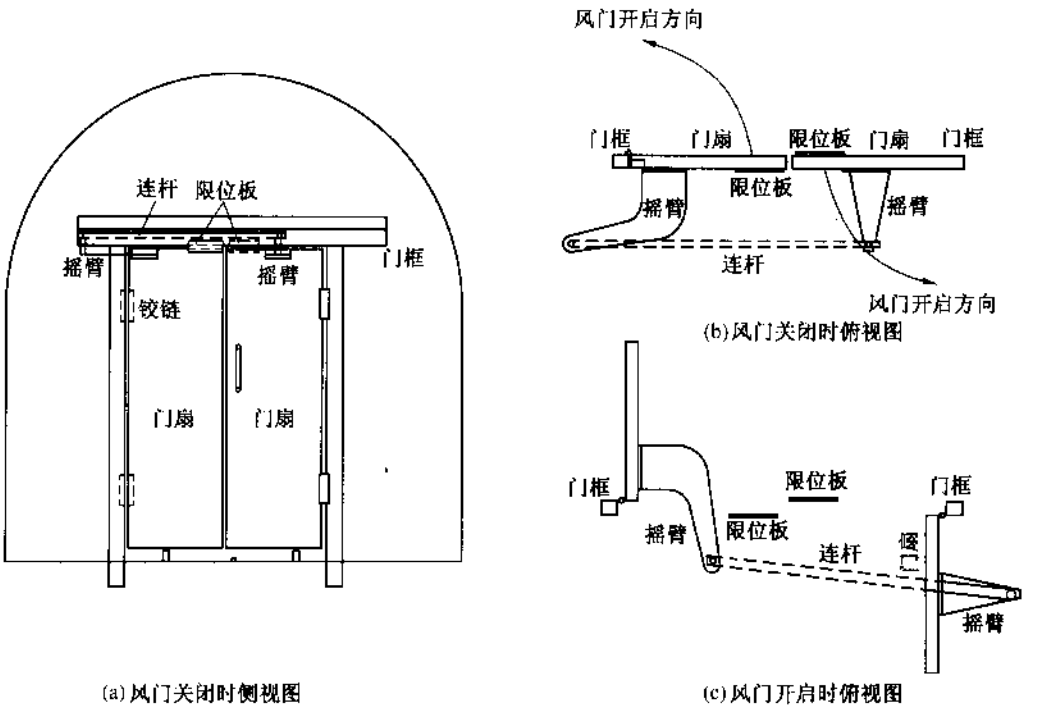


图 6-4-10　均压风门工作原理图

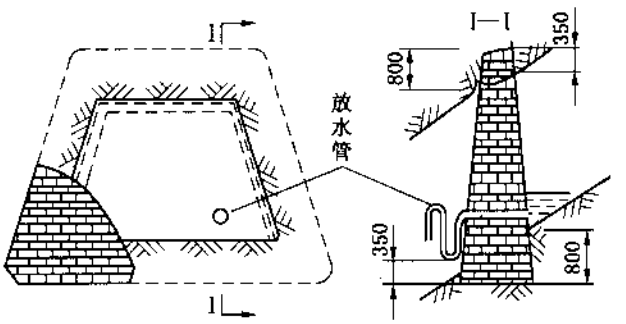


图 6-4-11　永久性密闭

囊式密闭等。木板密闭较为常见，建筑时木板要用鱼鳞式搭接，用黄泥、石灰抹面，无裂缝，基本不漏风；要设在帮顶良好处，四周要掏槽，在煤中槽深不小于 0.5m，在岩石中不小于 0.3m；墙内外 5m 巷道内支护良好，使用防腐支架，无积煤；墙外要设置栅栏和警标。

4.3.3　风桥

在进风与回风平面相遇的地点设置风桥，构成立体交叉风路，使进风与回风分开，互不相混。

服务年限很长，通过风量大于 $20m^3/s$ 的风桥，可采用图 6-4-12 所示的绕道式风

桥，绕道须做在岩石中。服务年限较长，通过风量为 10～20m³/s 的风桥，可用图 6－4－13 所示的混凝土或料石风桥。在以上两类永久性风桥前后 6m 以内的巷道中，支架要加固，风桥两端接口要严密。四周要固定在实帮和实顶底之中，壁厚不小于 0.45m，风桥断面不小于巷道断面的 4/5，成流线型，坡度小于 25°。服务年限短，通过风量小于 10m³/s 的临时风桥，可用图 6－4－14 所示的铁筒式风桥。铁筒直径不小于 750mm，厚度不小于 5mm。各类风桥都用不燃性材料建筑，漏风率不大于 2%，通风阻力不大于 150Pa，风速不大于 10m/s。

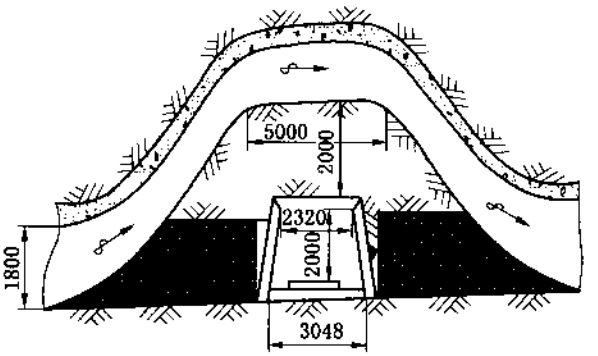


图 6－4－12 绕道式风桥

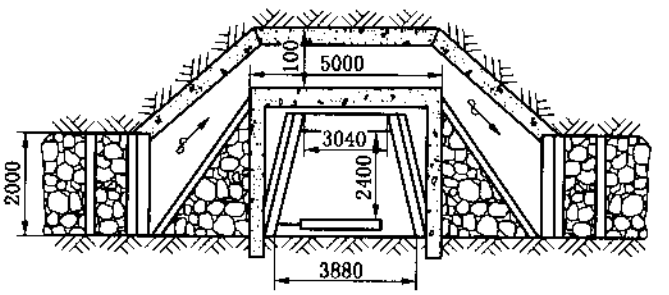


图 6－4－13 混凝土或料石风桥

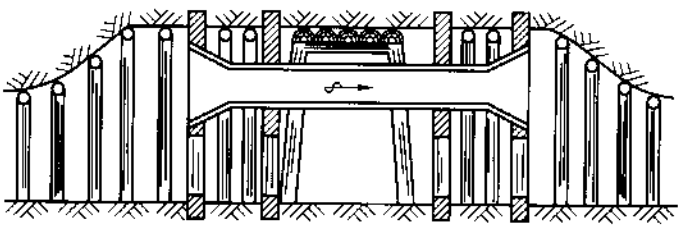


图 6－4－14 铁筒式风桥

4.3.4　通风设施的可靠性

通风设施在通风系统中有着至关重要的作用。若这些构筑物设置的位置、质量、数量等不符合要求，起不到应有的作用，就会出现漏风、风流短路和紊乱以及有害气体涌出等隐患而导致通风系统失效，甚至诱发重大灾害事故。因此，《煤矿安全规程》规定："控制风流的风门、风桥、风墙、风窗等设施必须可靠。不应在倾斜运输巷中设置风门；如果必须设置风门，应安设自动风门或安排专人管理，并有防止矿车或风门碰撞人员以及矿车碰坏风门的安全措施。开采突出煤层时，工作面回风侧不应设置风窗。"

4.4　提高矿井有效风量

矿井漏风率和矿井有效风量率是各个矿井漏风程度的比较标准，所以提高矿井有效风量是一项经济性的工作，贯穿设计、施工和生产管理等方面。

(1) 矿井的开拓方式、通风方式与开采方式对漏风有较大影响。在进风井与回风井的布置方式上，对角式的漏风比中央式的要小；中央分列式的漏风又比中央并列式的要小，在中央并列式中，用竖井开拓的漏风比斜井开拓的漏风情况要小，采用抽出式主要通风机时进风路线上的漏风比压入式主要通风机要小；在采区开采顺序和工作面的回采顺序方面，后退式的漏风情况比前进式要好；充填采煤法的漏风情况比冒落式采煤法要好；留煤柱开采的漏风情况比无煤柱开采要好；采区进风与回风道布置在岩层中的漏风情况比布置在煤层中要好。经验证明，对于自然发火严重的矿井，选用漏风少的开拓方式和开采方法尤为重要。

(2) 采区内外所有通风构筑物（风门、风桥、密闭、主要通风机反风装置、防爆门、井口密闭、纵向风墙等）的漏风，一般是矿井总漏风的主要组成部分，除了认真设计选型，正确选择位置，保证施工质量外，还要加强日常检修，严格管理制度。

(3) 要注意减少前进式回采的采空区漏风，除加强采空区的密封程度之外，还要尽可能减少平行反向的进风巷与回风巷之间影响漏风的能量差。为此，就要保持进风巷、工作面和回风巷各处有足够的断面，使沿程阻力较小。

(4) 使用箕斗井提煤的矿井日益增多，但箕斗井一般不得兼作进风井或回风井。为此，箕斗井底的煤仓中必须留有足够的煤炭，防止大量漏风。箕斗井兼作回风井时，井上下装卸装置和井塔都必须有完善的密封措施，其漏风率不超过15%。采区煤仓和溜煤眼内都要有一定的存煤，不得放空，以免大量漏风。

(5) 抽出式通风的矿井，要注意减少地表塌陷区或浅部古窑向井下漏风。为此，必须查明塌陷区或古窑的分布情况，及时填堵它们和地表相通的裂缝或通道。

5 局 部 通 风

5.1 局部通风方法

利用局部通风机做动力，通过风筒导风的通风方法称局部通风机通风，它是目前局部通风最主要的方法。局部通风机的常用通风方式有压入式、抽出式和抽压混合式。

5.1.1 压入式通风

压入式通风布置如图6－5－1所示。局部通风机及其附属装置安装在离掘进巷道口10m以外的进风侧，将新鲜风流经风筒输送到掘进工作面，污风沿掘进巷道排出。新风流出风筒形成的射流属末端封闭的有限贴壁射流，如图6－5－2所示。

压入式通风排污过程如图6－5－3所示。当工作面爆破或掘进落煤（岩）后，烟尘充满迎头形成一个炮烟抛掷区和粉尘分布集中带。风流由风筒射出后，由于射流的紊流扩散和卷吸作用，使迎头炮烟与新风发生强烈掺混，沿着巷道向外推移。为了能有效地排出炮烟，风筒出口与工作面的距离应不超过有效射程，否则会出现污风（烟流）停滞区。

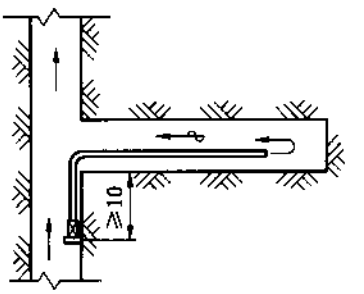
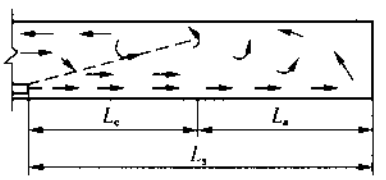
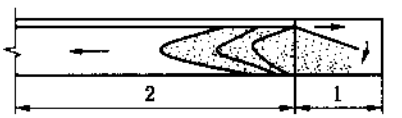


图6－5－1 压入式通风图



L_c—扩张段；L_s—收缩段；L_y—射流的有效射程

图6－5－2 有效贴壁射流



1—迎头区；2—巷道排污区

图6－5－3 压入式通风排污过程

5.1.2 抽出式通风

抽出式通风布置如图6－5－4所示。局部通风机安装在离掘进巷道10m以外的回风侧。新风沿巷道流入，污风通过风筒由局部通风机抽出。

抽出式通风排除污风过程，如图6－5－5所示。当掘进工作面爆破煤（岩）后，形成一个污染物分布集中带，在抽出式通风的有效吸程范围内，借紊流扩散作用使污染物与新风掺混并被吸出。

理论和实践都证明，抽出式通风的有效吸程比压入式通风的有效射程要小得多。

5.1.3 压入式和抽出式通风的比较

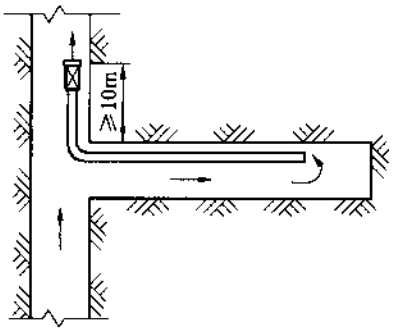
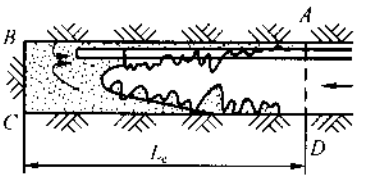


图6-5-4　抽出式通风布置



L_e—有效吸程

图6-5-5　抽出式通风排除污风过程

（1）采用压入式通风时，局部通风机及其附属电气设备均布置在新鲜风流中，污风不通过局部通风机，安全性好；而采用抽出式通风时，含瓦斯的污风通过局部通风机，若局部通风机防爆性能出现问题，将非常危险。

（2）压入式通风风筒出口风速和有效射程均较大，可防止瓦斯层状积聚，且因风速较大而提高散热效果；而抽出式通风有效吸程小，掘进施工中难以保证风筒吸入口到工作面的距离在有效吸程之内。与压入式通风相比，抽出式通风风量小，工作面排污风所需时间长、速度慢。

（3）采用压入式通风时，掘进巷道涌出的瓦斯向远离工作面方向排走；而采用抽出式通风时，巷道壁面涌出的瓦斯随风流流向工作面，安全性较差。

（4）采用抽出式通风时，新鲜风流沿巷道进入工作面，整个井巷空气清新，劳动环境好；而采用压入式通风时，污风沿巷道缓慢排出，且掘进巷道越长，受污染时间越久，这种情况在大断面长距离巷道掘进中尤为突出。

（5）压入式通风可用柔性风筒，其成本低、质量轻，便于运输；而抽出式通风的风筒要承受负压作用，必须使用刚性或带刚性骨架的可伸缩风筒，成本高，质量大，运输不便。

基于上述分析，当以排除瓦斯为主的煤巷、半煤岩巷掘进时应采用压入式通风；而当以排除粉尘为主的井筒掘进时，宜采用抽出式通风。

5.1.4　混合式通风

混合式通风是压入式和抽出式两种通风方式的联合运用，兼有压入式和抽出式两者优点，其中压入式向工作面供新风，抽出式从工作面排出污风。其布置方式取决于掘进工作面空气中污染物的空间分布和掘进、装载机械的位置。按局部通风机和风筒的布设位置，分为长压短抽、长抽短压和长抽长压3种；按抽压风筒口的位置关系，每种方式又可分为前抽后压和前压后抽两种布置形式。

5.1.4.1　长抽短压（前压后抽）

长抽短压通风方式布置如图6-5-6a所示。工作面的污风由压入式风筒压入的新风予以冲淡和稀释，由抽出式风筒排出。抽出式风筒吸风口与工作面的距离应不小于污染物分布集中带长度，与压入式通风机的出风口距离应大于10m以上；抽出式通风机的风量

应大于压入式通风机的风量；压入式风筒的出风口与工作面间的距离应在有效射程之内。采用长抽短压式通风时，其中抽出式风筒须用刚性风筒或带刚性骨架的可伸缩风筒；若采用柔性风筒，则可将抽出式局部通风机移至风筒入风口，改为压出式向外排出污风，如图6－5－6b所示。

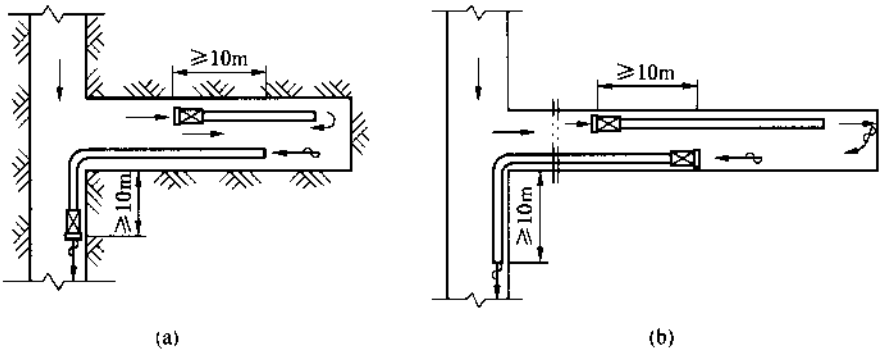


图6－5－6 长抽短压通风方式

5.1.4.2 长压短抽（前抽后压）

长压短抽通风方式布置如图6－5－7所示。新鲜风流经压入式长风筒送入工作面，工作面污风经抽出式通风除尘系统净化，被净化后的风流沿巷道排出。抽出式风筒吸风口与工作面的距离应小于有效吸程，对于综合机械化掘进，应尽可能靠近最大产尘点。压入式风筒出风口应超前抽出式出风口10m以上，它与工作面的距离应不超过有效射程。压入式通风机的风量应大于抽出式通风机的风量。

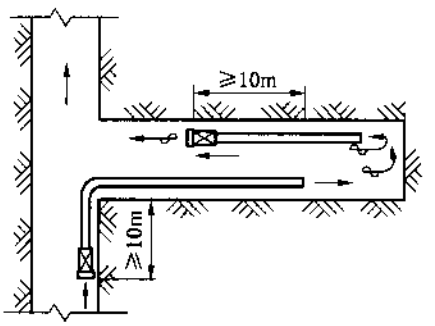
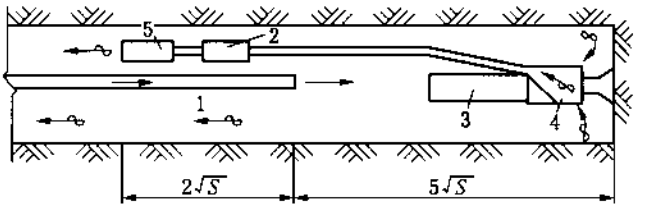


图6－5－7 长压短抽通风方式

混合式通风的主要缺点是降低了压入式与抽出式两列风筒重叠段巷道内的风量，当掘进巷道断面大时，风速就更小，则此段巷道顶板附近易形成瓦斯层状积聚。因此，两台风机之间的风量要合理匹配，以免发生循环风，并使风筒重叠段内的风速大于最低风速。

基于上述分析，混合式通风是大断面长距离岩巷掘进通风的较好方式。机掘工作面多采用与除尘风机配套的长压短抽混合式，如图6－5－8所示。



1—压入式风筒；2—除尘风机；3—转载机；4—掘进机；5—除尘器；S—巷道断面

图6-5-8　机掘工作面长压短抽通风方式

5.2　长距离掘进通风

伴随着煤炭资源深部开采和矿山机械化的快速发展，矿井开拓期经常要掘进长距离的巷道，掘进这类巷道时，多采用局部通风机通风。为了保证通风效果，需要注意以下几方面问题：

（1）通风方式要选择得当，一般采用混合式通风。

（2）条件许可时，尽量选用大直径的风筒，以降低风筒风阻，提高有效风量。

（3）保证风筒接头的质量。根据实际情况，尽量增长每节风筒的长度，减少风筒接头处的漏风。

（4）风筒悬吊力求“平、直、紧”，以消除局部阻力。

（5）要有专人负责，经常检查和维修。

下面以神东矿区实例简述超长距离、大断面双巷掘进通风。

神东矿区使用了高产高效综采设备后，工作面产量有了大幅度的提高。为减少工作面的搬家次数，最大可能地加大工作面推进长度已成为神东矿区综采工作面发展的趋势。目前神东矿区部分工作面推进长度见表6-5-1。像神东矿区这种推进长度的工作面，其掘进通风的问题可以称之为超长距离大断面掘进通风问题。超长距离通风带来了一系列的问题：挂接风筒多，通风阻力大；多台局部通风机供风管理难度大，通风效能低，直接导致了掘进工作面的风量达不到设计要求，引起工作面气候条件恶化，存在温度高、有害气体浓度不能及时降低、煤尘浓度超标等一系列问题，直接威胁到作业人员的身心健康，影响到掘进工效，甚至整个矿井的安全。

表6-5-1　神东矿区部分工作面推进长度

大柳塔煤矿		补连塔煤矿		活鸡兔煤矿	
工作面编号	推进长度/m	工作面编号	推进长度/m	工作面编号	推进长度/m
20605	1800	3201	2800	12205	2162
20606	2038	3202	4960	12207	2100
20400	2507			12212 $_{上}$ 08	4350
20610	6240				

为了解决超长距离、大断面的综采工作面巷道掘进通风问题，目前神东矿区的巷道施工工艺多采用双巷掘进，即全风压与局部通风结合的通风技术。

这种通风技术适用于使用引进设备（连续采煤机及其配套装备）的掘进工作面。为了满足作业方式的工序工艺要求，使巷道掘进与顶板支护互不影响，作业采用双巷（或多巷，两巷间有联络巷）平行掘进。即上区段的带式输送机道和下区段的材料道同时掘进，两条巷道之间留设区段煤柱，两条巷道之间通过联络巷全负压通风，掘进到一定距离时开切新的联络巷，封闭后方的联络巷，如此不断推进，实现双巷掘进。

如图 6－5－9 所示，局部通风机安设于全风压风流进风巷中，随联络巷的密闭跟进而前移，最大限度地缩短局部通风的距离，以适应大断面、长距离掘进的风量、风速要求。该通风技术对掘进两巷间的联络巷密闭要求较高，既要求设施跟进及时，保证全风压通风系统的形成与稳定，又要求设施具有较高的施工质量，减少联络巷密闭的漏风，避免出现局部通风机供风不足而导致循环风现象。

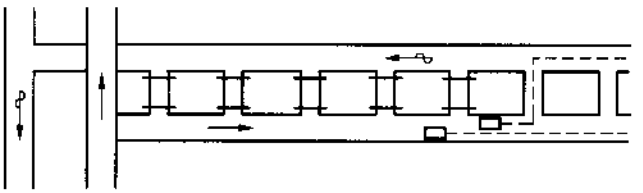


图 6－5－9 全风压与局部通风机结合通风系统示意图

这种掘进方式充分发挥了引进设备的高强度连续生产能力，保证了巷道掘进工作的安全、高速、顺利进行，满足了长距离、大断面掘进的正常通风，为矿井高产高效生产提供了有力保障。由于该技术以全风压通风系统为核心，局部通风为辅助，因此掘进通风不受距离的限制，同时加快了掘进工作面的掘进速度。如大柳塔煤矿通过采用全风压结合局部通风机掘进通风技术，巷道掘进速度每月达到 3273m，比过去提高了 1.8 倍，减缓了矿井的采掘衔接的紧张局面，减少了掘进设备和人员，大大提高了矿井的经济效益。

不过，虽然双巷掘进联合全负压通风在理论和技术上都是可行的，但存在密闭施工量大、密闭跟进要及时等诸多困难。同时双巷之间的煤柱占据了大量煤炭资源，这种通风方式和能源的可持续发展战略是背道而驰的，影响了无煤柱开采技术的发展与实施。此外，两个巷道之间煤柱在顶板压力的作用下的压酥或压碎，给煤炭的自燃创造了条件。

近年来，淮南矿业集团采取一系列措施，如采用先进的大功率对旋局部通风机（全风压增至 6300～7000Pa），选用优质、低阻、大直径风筒（高压部位的风筒通常采用带骨架的高强度风筒连接），扩大巷道设计断面，优化局部通风系统（拆除掘进回风系统内的控风设施，将风门移至进风侧巷道内，充分利用矿井全负压，降低局部通风机通风阻力）等，成功解决了谢桥煤矿巷道长度 2900m、供风距离长达 3300m 的掘进工作面供风问题；在潘一煤矿 1541（3）工作面运输巷掘进过程中（工作面瓦斯涌出量最大达 $10m^3/min$），实现了供风距离 2600m、供风量达 $1200m^3/min$ 的远距离掘进通风。

5.3　局部通风装备

局部通风装备由局部通风动力设备、风筒及其附属装置组成。

5.3.1　局部通风机

井下局部地点通风所用的通风机称为局部通风机。局部通风机服务于掘进中的独头巷道，安设在该巷道口的入风或回风侧。建井时期井下的主要工程是凿井和掘进巷道，局部通风机是掘进通风的主要设备之一。掘进工作面通风要求局部通风机体积小、风压高、效率高、噪声低、性能可靠、坚固防爆。

局部通风机也有轴流式和离心式两种。因轴流式具有体积小、使用安装方便和便于串联通风等优点，故在掘进通风中普遍应用。因井下空间有限，井下掘进通风很少使用离心式局部通风机。

目前矿井常用的轴流式局部通风机有 JBT 系列与 BKJ 系列。JBT 系列已属淘汰产品，不再生产，但现场还有相当数量在继续使用。BKJ 系列局部通风机效率高，最高效率可达 90%，且高效区的宽度比 JBT 型效率可提高 15% ~30%。如果用 BKJ66 - 11No4.5 型来代替 JBT52 型，电动机可由 11kW 降至 8kW，噪音也会降低 6 ~8dB。

BDJ 隔爆型对旋式局部通风机是一种具有国际先进水平、用途广泛的新型局部通风机。该机具有结构紧凑、超低噪声、风压高、效率高、反风性能好、在小流量区域运行稳定高效、应用范围宽等特点。根据掘进工作面长度和巷道不同的通风要求，既可整机使用，又可分级使用，从而减少能耗，节约能源，是矿井中局部通风的理想设备。该系列风机主要用于有瓦斯或煤尘爆炸危险性的煤矿井下作局部通风用，也适用于金属矿山、化学矿山、隧道和其他应用通风机的厂矿。输送介质温度不超过 40℃，湿度不大于 95%，无腐蚀性。

BDJ 隔爆型对旋式局部通风机结构特点：

（1）该系列对旋式局部通风机采用外包复式消声器的组合体，其结构如图 6 - 5 - 10 所示。该系列风机由集流器、整流帽、进气消声筒、隔爆电动机、第一级叶轮、第二级叶轮、出气消声筒、扩散消声筒 8 部分组成。

（2）外筒及结构架均由钢板焊接而成，内筒用多孔板焊接而成，内外筒之间充填消声材料。

（3）两台电动机均采用装配式，电动机与内风筒用螺栓连接。电动机为 YBF 系列矿用隔爆型风机专用二极三相异步电动机，用于 380V、660V 电压等级，由叶轮所输出的气流进行冷却。

（4）各段消声风筒由法兰盘用螺栓连接，采用叶轮与电动机直联方式。

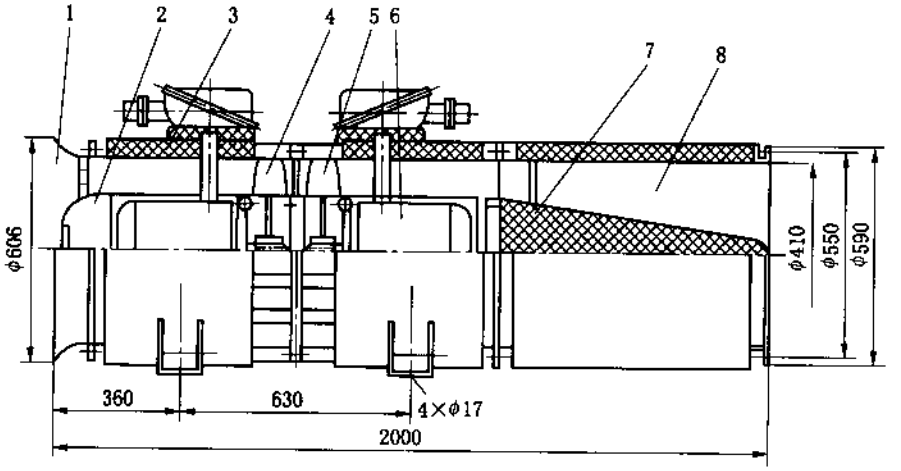
（5）采用了对旋结构，两级叶轮等速对旋、叶片扭曲方向互为反向，无定式导叶片，降低了通风机内部阻力，提高了通风机效率。

（6）该系列通风机可一机多用，在巷道掘进过程中，根据通风要求不同，第一级通风机和第二级通风机既可单独使用，也可两级同时运行。

（7）该系列通风机可以反转反风，反风率可达 60% 以上。

（8）支撑脚上焊有接地装置，接地可靠，以保证使用安全。

（9）扩散消声筒出风口的凸缘法兰上钻有均匀分布的小孔，用于连接变径短节或直



1—集流器；2—整流器；3—消声筒体；4—一级叶轮；5—二级叶轮；6—隔爆电动机；
7—消声尾堆体；8—扩散消声器

图 6-5-10 BDJ62-Ⅱ矿用隔爆型对旋式局部通风机

接连接胶质风筒。用变径短节连接风机与胶质风筒时，其变径短节的形式可制成收敛式或扩散式。

（10）该系列通风机的工作原理是第一级叶轮与第二级叶轮相距很近，分别由容量及型号相同或不相同的隔爆专用电动机驱动。第一级叶轮与第二级叶轮旋转方向相反，两个叶轮采用不同的叶片数，叶片为气动性能优良的机翼叶型，第一级叶轮的叶片扭曲角和安装角均大于第二级叶轮叶片的扭曲角和安装角。当空气流入第一级叶片获得能量后经第二级叶轮排出，第二级叶轮兼有普通轴流风机中静叶的功能，在获得整直圆周方向速度分量的同时，增加气流的能量，从而达到普通轴流式通风机不能达到的高效率、高风压。

近年来，日本生产了高压、高效、低噪音的新型局部通风机——无声对旋式通风机和低噪音混流式通风机。

无声对旋式通风机有两个叶片扭曲方向相反的动轮，两个动轮件分别由两个电动机带动，其旋转方向相反。吸风侧与出风侧有吸音罩，能使通风机低噪音运行。通风机叶轮可更换，故性能多样化。由于该风机有两台电机和叶轮，根据需要可单级运转或双级运转，也可安上固定导向叶片装置后分成两个轴流式风机使用，使运转经济合理。

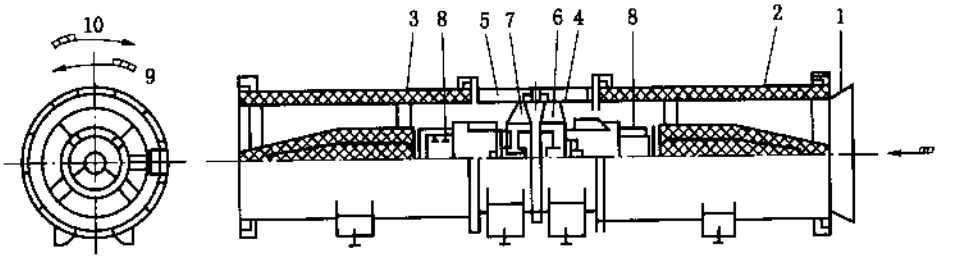
低噪音混流式通风机空气动力特点介于轴流式与离心式通风机之间，气体由通风机轴向吸入，经叶轮斜向流出，经导向叶片整流后又沿轴向前进。由于叶片的扭曲，其风区可达旧式同一外径的一般轴流式通风机的两倍。变更叶片安装角、叶片长度或扭曲角度，可使通风机具有多种性能。其电机和吸音罩与无声对旋式风机均可通用。混流式通风机体积小、质量轻，便于井下搬运和安装。

无声对旋式和低噪音混流式通风机都属于非防爆型通风机，只能在无瓦斯和煤尘爆炸危险的岩巷掘进通风中考虑选用。

防爆型轴流式局部通风机都有很大噪音，它不仅影响工人的健康，而且能分散注意

力，使人们难以发现各种灾害的有声预兆，因此必须对轴流式局部通风机采取消声措施。安装消声器是使轴流式局部通风机消声的有效措施。

局部通风机安设消声器后可使噪音减少 40% ~ 70% 。根据实际测定，安装消声器后对局部通风机特性影响不大。图 6 - 5 - 11 为低噪音对旋轴流式局部通风机结构示意图。



1—吸风口；2—吸风侧吸声罩；3—出风侧吸声罩；4—1 号电机罩；5—2 号电机罩；6—一级叶轮；7—二级叶轮；8—电动机；9—一级叶轮旋转方向；10—二级叶轮旋转方向

图 6 - 5 - 11　低噪音对旋轴流式局部通风机结构图

5.3.2　风筒

风筒是最常见的导风装置。对风筒的基本要求是漏风小、风阻小、质量轻、拆装方便。

风筒按其材料力学性质可分为刚性和柔性两种。刚性风筒用金属板或玻璃钢材料制成。玻璃钢风筒比金属风筒轻便、抗酸碱腐蚀性强、摩擦阻力系数小。柔性风筒是应用更广泛的一种风筒，通常用胶布、橡胶、塑料制成。

随着大断面巷道机械化掘进的增多，混合式通风除尘技术得到了广泛应用，为了满足抽出式通风的要求，采用金属整体螺旋弹簧钢圈为骨架的可伸缩风筒，它既可承受一定的负压，又具有可伸缩的特点，比铁风筒质量轻，使用方便。

矿山常用的风筒直径有 300mm、400mm、500mm、600mm、800mm 和 1000mm 等规格。

5.4　局部通风技术管理及安全措施

掘进工作面是瓦斯、煤尘爆炸事故的多发地点，因此加强掘进工作面的地质工作、通风设计、安全技术装备系列化和施工管理，不仅有利于提高掘进速度，而且对保证煤矿安全生产具有重要意义。

5.4.1　局部通风技术管理

5.4.1.1　合理进行局部通风设计

（1）矿井开拓或准备采区时，在设计中必须根据该处全风压供风量和瓦斯涌出量编制通风设计。掘进巷道的通风方式、局部通风机和风筒的安装和使用等应在作业规程中明确规定。

（2）掘进巷道必须采用矿井全风压通风或局部通风机通风。

（3）瓦斯喷出区域和煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出煤层的掘进通风方式必须采

用压入式。

（4）煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出的岩巷的掘进通风方式应采用压入式，不得采用抽出式（压气、水力引射器不受此限）；如果采用混合式，必须制定安全措施。

（5）对于通风距离较短的掘进工作面，可根据经验选择局部通风机和风筒。

（6）对于通风距离超过500m且停风不致形成瓦斯积聚的掘进工作面，应把过去按最远距离一次设计的方法，改为分二或三次设计，分期选择局部通风机，但所需要的风筒的规格按最远距离一次选定，这样有利于提高经济效益。

5.4.1.2 贯彻实施安全技术装备系列化标准

掘进工作面安全技术装备系列化是实现现代化管理和减少掘进工作面瓦斯事故的重要措施之一。各矿可根据标准，结合本单位的实际条件制定出相应的管理实施办法。掘进工作面开工前，应组织机电、通风、生产技术、安监和施工单位对掘进工作面的电气设备、通风设施和瓦斯检测等进行达标验收，不符合标准者不得开工；移交后使用单位负责按标准维护管理，对电气设备的防爆、防火、综合保护、风电瓦斯闭锁等性能必须定期检查和校验，并有详细记录，发现问题及时处理，否则不得继续运行。

5.4.1.3 局部通风机管理

1. 局部通风机的安装与使用

《煤矿安全规程》规定，安装和使用局部通风机应遵守下列规定：

（1）局部通风机必须由指定人员负责管理，保证正常运转。

（2）压入式局部通风机和启动装置，必须安装在进风巷道中，距掘进巷道回风口不得小于10m；全风压供给该处的风量必须大于局部通风机的吸入风量，局部通风机安装地点到回风口间的巷道中的最低风速必须符合《煤矿安全规程》的有关规定。

（3）高瓦斯矿井、煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出矿井、低瓦斯矿井中高瓦斯区的煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出的岩巷掘进工作面正常工作的局部通风机必须配备安装同等能力的备用局部通风机，并能自动切换。正常工作的局部通风机必须采用三专（专用开关、专用电缆、专用变压器）供电，专用变压器最多可向4套不同掘进工作面的局部通风机供电；备用局部通风机电源必须取自同时带电的另一电源，当正常工作的局部通风机故障时，备用局部通风机能自动启动，保持掘进工作面正常通风。

（4）其他掘进工作面和通风地点正常工作的局部通风机可不配备安装备用局部通风机，但正常工作的局部通风机必须采用三专供电；或正常工作的局部通风机配备安装一台同等能力的备用局部通风机，并能自动切换。正常工作的局部通风机和备用局部通风机的电源必须取自同时带电的不同母线段的相互独立的电源，保证正常工作的局部通风机故障时，备用局部通风机正常工作。

（5）正常工作和备用局部通风机均失电停止运转后，当电源恢复时，正常工作的局部通风机和备用局部通风机均不得自行启动，必须人工开启局部通风机。

（6）使用局部通风机供风的地点必须实行风电闭锁，保证当正常工作的局部通风机停止运转或停风后能切断停风区内全部非本质安全型电气设备的电源。正常工作的局部通风机故障，切换到备用局部通风机工作时，该局部通风机通风范围内应停止工作，排除故障；待故障被排除，恢复到正常工作的局部通风后方可恢复工作。使用2台局部通风机同时供风的，2台局部通风机都必须同时实现风电闭锁。

（7）每10天至少进行一次甲烷风电闭锁试验，每天应进行一次正常工作的局部通风机与备用局部通风机自动切换试验，试验期间不得影响局部通风，试验记录要存档备查。

（8）严禁使用3台以上（含3台）局部通风机同时向1个掘进工作面供风。不得使用1台局部通风机同时向2个作业的掘进工作面供风。

（9）使用局部通风机通风的掘进工作面，不得停风；因检修、停电、故障等原因停风时，必须将人员全部撤至全风压进风流处，并切断电源。恢复通风前，必须由专职瓦斯检查员检查瓦斯，只有在局部通风机及其开关附近10m以内风流中的瓦斯浓度都不超过0.5%时，方可由指定人员开启局部通风机。

2. 局部通风机应定期检查维修

井下使用的局部通风机必须性能良好，运转超过6个月应上井检修。因井下空气潮湿，且空气中含有粉尘，在局部通风机运转的过程中，粉尘会逐渐粘积在流道和叶片上，若不定期清洗和检修会使其性能恶化。

3. 局部通风机消声

噪声超过规定（85dB（A））的局部通风机应安装消声器；11kW以上局部通风机必须装有消声器（低噪音局部通风机、除尘机除外）。

5.4.1.4　*加强风筒管理*

加强风筒管理是提高有效风量的关键，为此要求：

（1）风筒有专人管理，经常检查，发现破漏应及时修补。

（2）分岔用三通，改变直径用变径接头，避免突然扩大与收缩，转弯用弯头，使转弯圆滑，以降低风筒的局部风阻。

（3）风筒吊挂必须做到平、直、稳，逢环必挂，环环吊紧。

（4）加强维护与管理。风筒应设专人负责接长、更换、修补和拆除。风筒接头应严密，防止脱节和积水，风筒内如有积水应及时排除。

《煤矿安全规程》规定，矿井必须采用抗静电、阻燃风筒。风筒口到掘进工作面的距离、混合式通风的局部通风机和风筒的安设、正常工作的局部通风机和备用局部通风机自动切换的交叉风筒接头的规格和安设标准，应在作业规程中明确规定。

5.4.1.5　*提高通风效果*

（1）掘进开工前应安好通风设备，按设计要求建立好掘进通风系统。

（2）整个掘进施工过程中，为控制掘进工作面通风服务的风门和调节风窗等通风设施应始终处于良好状态。

（3）风筒迎头的距离：煤巷、半煤岩巷不大于5m，岩巷不大于8m。如果巷道中有空帮和空顶，则应设法充填，否则应采取防止瓦斯积聚的措施。

（4）长距离通风时，为了减少漏风和降低风阻可采用漏风少的接头，增加每节风筒长度；为增加供风量，可通过增大局部通风机功率，配备大直径高强度风筒解决。

（5）急倾斜煤层的小眼用压气引射器通风时，应保证不停压风，否则应改用局部通风机通风。

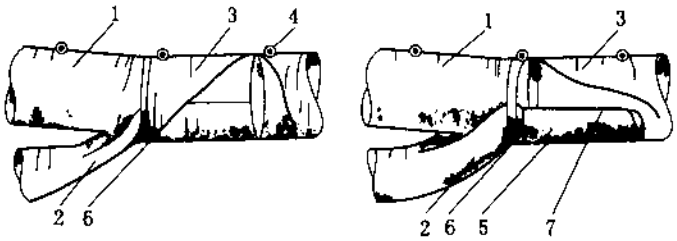
（6）每个掘进工作面要建立台账和卡片，记录内容有地点、巷道长度、开工日期、装备达标情况等。

5.4.2　局部通风安全措施

1. 双风机、双电源、自动换机和风筒自动倒风装置

正常通风时由专用开关供电，使局部通风机运转通风；一台运转风机因故障停机时，电源开关自动切换，备用风机即刻启动，继续供风，从而保证了局部通风机的连续运转。由于双风机共用一趟主风筒，风机要实现自动倒风，则连接两风机的风筒也必须能够自动倒风。风筒自动倒风装置有以下两种结构：

（1）短节倒风。如图6－5－12a所示，将连接常用运转风机风筒一端的半圆与连接备用风机风筒一端的半周胶黏、缝合在一起（其长度为风筒直径的1～2倍），套入共用风筒，并对接头部进行黏联防漏风处理，即可投入使用。常用风机运转时，由于风机风压作用，连接常用风机的风筒被吹开，将与此并联的备用风机风筒紧压在双层风筒段内，关闭了备用风机风筒。若常用风机停转，备用风机启动，则连接常用风机的风筒被紧压在双层风筒段内，关闭了常用风机风筒。从而达到自动倒风换流的目的。



(a) 短节倒风装置　　(b) 切换片倒风装置

1—常用风筒；2—备用风筒；3—共用风筒；4—吊环；5—倒风切换片；6—风筒黏接处；7—缝合线

图6－5－12　倒风装置

（2）切换片倒风。如图6－5－12b所示，在连接常用风机的风筒与连接备用风机的风筒之间平面夹黏一片长度等于风筒直径1.5～3.0倍、宽度大于1/2风筒周长的倒风切换片，将其嵌套在共用风筒内并胶黏在一起，经防漏风处理后便可投入使用。常用风机运行时，由于风机风压作用，倒风切换片将连接备用风机的风筒关闭。若常用风机停机，备用风机启动，则倒风切换片又将连接常用风机的风筒关闭，从而达到自动倒风换流的目的。

2. “三专两闭锁”装置

“三专”是指专用变压器、专用开关、专用电缆；“两闭锁”则指风电闭锁和瓦斯电闭锁。其功能是：只有在局部通风机正常供风、掘进巷道内的瓦斯浓度不超过规定限值时，方能向巷道内机电设备供电；当局部通风机停转时，自动切断所控机电设备的电源；当瓦斯浓度超过规定限值时，系统能自动切断瓦斯传感器控制范围内的电源，而局部通风机仍可照常运转。若局部通风机停转、停风区内瓦斯浓度超过规定限值时，局部通风机便自行闭锁，重新恢复通风时，要人工复电，先送风，当瓦斯浓度降到安全容许值以下时才能送电，提高了局部通风机连续运转供风的安全可靠性。

3. 局部通风机遥讯装置

局部通风机遥讯装置的作用是监视局部通风机开停运行状态。高瓦斯和突出矿井所用

的局部通风机要安设载波遥迅器，以便实时监视其运转情况。

4. 局部通风机消声装置

局部通风机消声装置的作用是降低局部通风机机体内部气流冲击产生的噪声。

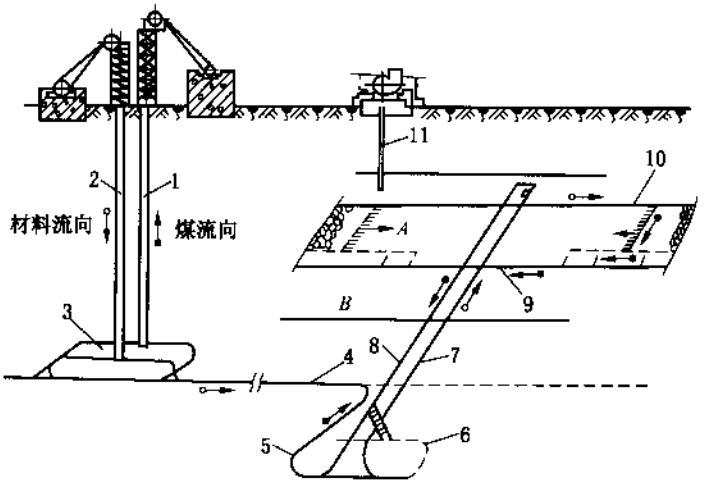
第 7 篇

矿井提升与运输

主　编　肖兴明
副主编　姜汉军　洪晓华　蒋玉强　王眉林

1 矿井提升与运输系统

矿井提升与运输是煤炭生产过程中的重要生产环节，包括矿井提升系统、主运输系统和辅助运输系统。典型的矿井提升运输系统如图7－1－1所示。



1—主井；2—副井；3—井底车场；4—井底运输大巷；5—石门；6—采区车场；7—轨道上山；8—输送机上山；9—采区带式输送机运输巷道；10—采区轨道运输巷道；11—风井

图7－1－1 矿井提升运输系统示意图

1.1 矿井提升分类

矿井提升设备主要包括提升容器、提升钢丝绳、提升机、拖动控制、井架或井塔以及装卸载设备等。提升系统可按图7－1－2进行分类。

1.2 矿井运输的分类与应用

矿井运输系统可按图7－1－3进行分类。

连续运输设备有刮板输送机、带式输送机、螺旋输送机、振动输送机、斗式提升机等。连续运输设备主要用于煤炭等散装物料的运输，在煤矿井下使用的主要是刮板输送机和带式输送机，而其他型式的连续输送机，主要在选洗煤厂及其他特定条件下应用。

往返运输设备主要指轨道矿车和无轨自行车辆。平巷的矿车牵引设备以机车为主，斜巷的矿车牵引设备以绞车为主。无轨车辆主要是胶轮自行矿车。往返运输设备不仅可以装运煤炭、矸石等散装物料，而且是运送材料、设备和人员的主要运输工具。

国内一些安全高效矿井运输设备的典型应用情况见表7－1－1～表7－1－5。

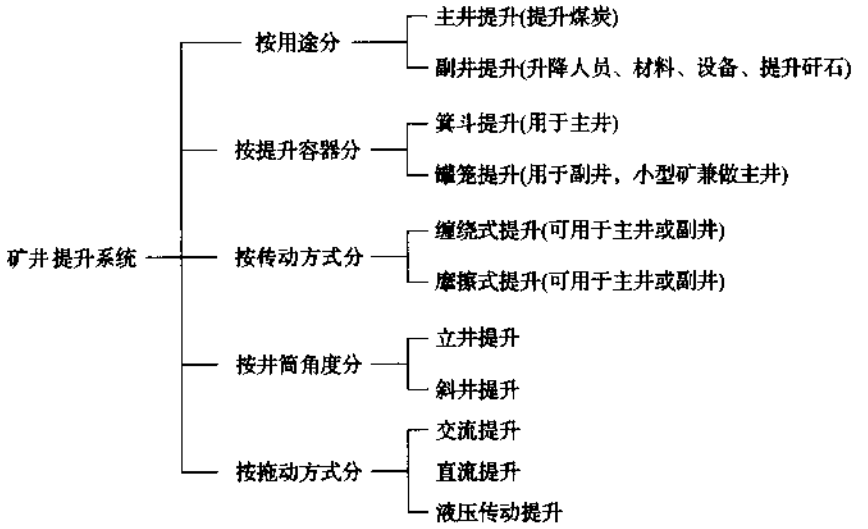


图 7-1-2　矿井提升系统分类

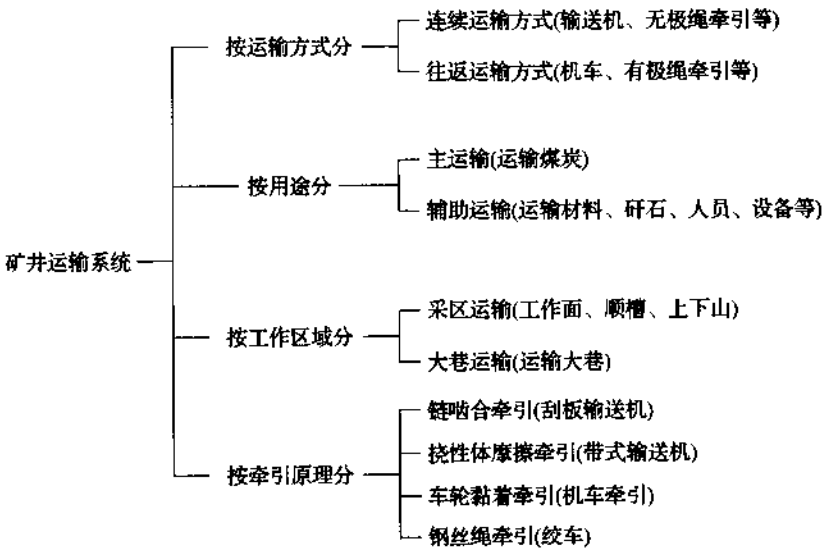


图 7-1-3　矿井运输系统的分类

表 7-1-1　带式输送机的典型应用

序号	型　号	使用煤矿	输送距离/m	输送能力/($t \cdot h^{-1}$)	带宽/mm	带速/($m \cdot s^{-1}$)	电机功率/kW	倾角/(°)	应用地点	应用年份
1	B1200/2×400	神华大柳塔矿	3000	2200	1200	4	2×400		回采巷	1996
2	L255	神华大柳塔矿	4620	2500	1200	5	3×400		主井	1996
3	DLT1400	神华大柳塔矿	1250	2500	1400	4	3×355		大巷	1996

表 7-1-1（续）

序号	型号	使用煤矿	输送距离/m	输送能力/(t·h⁻¹)	带宽/mm	带速/(m·s⁻¹)	电机功率/kW	倾角/(°)	应用地点	应用年份
4	DTL1600/3×1850	晋城赵庄	1580	2500	1600	5.6	3×1850	16	主井	2005
5	DTL1200/2×560	彬县下沟矿	660	800	1200	3.5	2×560	30	主井	2002
6	DTL2200/3×1500	神华布尔台	770	7000	2200	4.7	3×1500	12	主井	2007
7	STJ1600	神华上湾矿	6000	3500	1600	4	6×500		平巷	2007
8	DTL1800/4×1400	伊泰酸刺沟	1066	4200	1800	4.8	4×1400	16	主井	2007

表 7-1-2 刮板输送机的典型应用

序号	型号	使用煤矿	输送距离/m	输送能力/(t·h⁻¹)	链型	链速/(m·s⁻¹)	电机功率/kW	应用年份
1	JOY700	神华大柳塔矿	150	2500		1.32	2×700	1996
2	DBTPF4/1132	宁煤羊场湾煤矿	250	2500	中双链		2×700	2005
3	SGZ960/750	宁煤羊场湾煤矿	250	1800	中双链	1.31	2×375	2006
4	SGZ1250/3×855	宁煤羊场湾煤矿	320	3600	中双链	1.87	3×855	2008
5	SGZ1000/1400	铁法集团大平矿	240	2200	中双链		2×700	2008
6	SGZ-764/400×2	龙口集团梁家矿	260	1000	中双链	1.31	2×400	2007

表 7-1-3 无极绳连续牵引绞车的典型应用

序号	型号	使用煤矿	运输距离/m	运输能力/(t·h⁻¹)	牵引速度/(m·s⁻¹)	最大坡度/(°)	应用年份
1	SQ-20/22	临汾联营矿	1000	7	0.85	8	2006
2	SQ-50/55	晋城润华泊村	2000	10	0.9	11	2008
3	SQ-60/55B	内蒙风水沟	1200	16	0.67~1.12	15	2008
4	SQ-60/75	山西长平矿	1500	48	1.0~1.7	10	2005
5	SQ-80/75B	潞安石圪节	3600	28	0.67~1.12	12	2006
6	SQ-80/110B	淮南张集	2500	24	1.0~1.7	10	2004
7	SQ-90/132K	淮南顾桥矿	2600	32	0.2~2.5	7	2005
8	SQ-120/132B	宁煤清水营矿	2000	33	0.82~1.36	12	2009

表 7-1-4　高速架空乘人装置（猴车）的典型应用

序号	型　号	使用煤矿	运输距离/m	运输能力/(人·h^{-1})	牵引速度/(m·s^{-1})	最大坡度/(°)	应用年份
1	高速架空乘人装置	兖矿济二矿	1100	720	0~2.5	12	2002
2	高速架空乘人装置	大屯徐庄矿	1420	360	0~1.5	16	2003
3	高速架空乘人装置	汾西水峪矿	1600	360	0~1.5	13	2004
4	高速架空乘人装置	黄陵矿业集团	2600	720	0~3.0	6	2005
5	高速架空乘人装置	兖州鲍店矿	860	720	0~3.0	16	2006
6	高速架空乘人装置	大屯孔庄矿	1370	360	0~1.5	19	2006

表 7-1-5　无轨胶轮车的典型应用

序号	型　号	使用煤矿	载重	最大速度/(km·h^{-1})	最大坡度/(°)	功率/kW	运输物品	应用年份
1	912X	神华大柳塔矿	250kN	6.8	14.5	110	支架	1996
2	913	神华大柳塔矿	30 人	28.2	14.5	74	人车	1996
3	DBTFBL-10&CHT-50	榆树湾矿井	500kN	19.61	14.5	171.5	支架	2006
4	DBTMH-50	榆树湾矿井	400kN	19	14.5	171.5	支架	2006
5	MK-3S	济宁 3 号井	80kN	29.7	14	75	多功能	2001
6	WC8E	晋煤长平矿	80kN	30	14	75	井下材料	2009
7	WC24RE	神东公司	24 人	30	14	50	人车	2008
8	WC8	平塑三号井	80kN	20	14	85	井下材料	2008

1.3　矿井提升与运输设备发展概况

在矿井提升设备的设计制造方面，我国已能批量生产各种现代化的大型提升机，并制定了单绳缠绕式和多绳摩擦式提升机的新系列型谱，这标志着我国提升设备的设计、制造已达到了一个新的水平。

在矿井提升设备的使用方面，多绳摩擦提升已经成为立井提升的发展方向之一，应用范围从深井发展到浅井，从立井发展到斜井。对于特深矿井提升，采用了双绳卷筒缠绕式提升机（布雷尔提升机）等。矿井提升设备总的发展趋势是向体积小、质量小、能力大、安全可靠、高度自动化方向发展。

我国缓倾斜煤层工作面比较多，刮板输送机应用极广，种类达30余种，有单链、双链、三链刮板输送机。如我国自行设计、制造的SCRW－150型、SOW－250型双边链高效可弯曲自移输送机、SGZ－764/264型双中链可弯曲刮板输送机等，它们与采煤机、液压支架配套，使工作面的采、装、运、支实现了综合机械化，大大提高了工作效率。

在带式输送机运输方面，近年来，国内外带式输送机向着长距离、大运量、高速度、大功率、低能耗方向发展。如北非撒哈拉大沙漠的磷矿石运输采用10台钢丝绳芯胶带输送机组成输送线，输送距离达100km；美国的河湖胶带运输线长达169km；德国的莱茵褐煤矿山公司费尔图纳露天煤矿使用的目前世界上胶带宽度最宽、运输能力最大的胶带输送机，其带宽达6.4m，运输能力达37500t/h。为实现长距离无转载连续运输，在发展长运输线的同时，单机长度也在不断提高。如日本设计使用的一台输送机，单机长度达15.5km。

在电机车运输方面，电机车正向着大型化、高速化、能爬大坡度、高度自动化控制方向发展。如瑞典、美国、波兰等国家已经开始研制和使用能自动装载、卸载、无人驾驶运行、全自动化控制的电机车运输设备。

在辅助运输方面，早在20世纪50、60年代，世界一些主要采煤国家就开始着手解决本国煤矿井下辅助运输机械化问题。到20世纪70、80年代已相继建立了具有自己特色的煤矿辅助运输系统及装备，主要有无轨运输设备（无轨胶轮车）、轨道运输设备和单轨吊等三大类。我国煤矿辅助运输机械化起步较晚，直至20世纪70年代后期才开始这方面的研制工作。20世纪80年代我国把“矿井高效辅助运输设备的研制”列入了“七五”国家科技攻关计划。到目前为止，我国已先后研制成功并定型生产了一些新型高效的煤矿辅助运输设备，如柴油机单轨吊、绳牵引卡轨车、柴油机胶套轮齿轨卡轨车、无轨胶轮车及无极绳连续牵引车等。这些产品的研制成功并定型生产，改变了我国煤矿无国产辅助运输设备可选的状况，有些设备（如无轨胶轮车和无极绳连续牵引车等）在我国许多煤矿生产实践中已经得到了广泛的推广应用，并产生了巨大的经济效益和社会效益。但我国许多煤矿的辅助运输面貌仍未得到根本的改变，除少数矿井外，绝大多数煤矿尚未实现从地面或井底直至采区工作面不经转载的直达运输，而是采用分阶段运输，因占用设备和用工人数较多，效率低下，事故多发。

总的来看，国产煤矿辅助运输设备品种还不多，许多国产设备产品质量不稳定，不可靠，故障多，也不成系列，产品的技术性能还有待进一步提高。另外，有些关键元部件还需要从国外进口，影响了设备的成本、价格和维修使用，从而妨碍了设备的推广。

2　矿井提升技术及装备

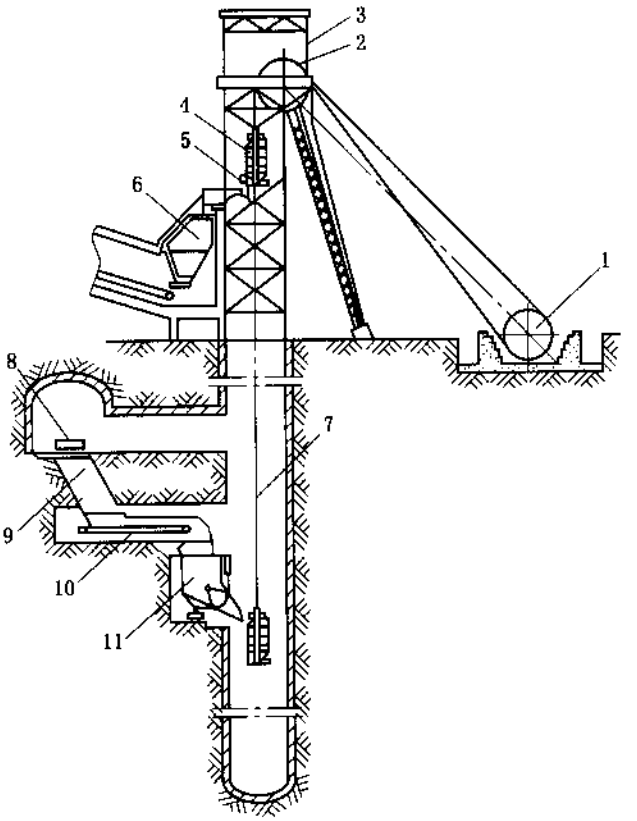
2.1　矿井提升机结构及选型

2.1.1　缠绕式提升机

2.1.1.1　单绳缠绕式提升机

单绳缠绕式提升机主要有 JK 型、JKB 型和 JK/E 型，主要用于地面主副井的提升（JK 型）和井下提升（JKB 型）。地面的立井单绳缠绕式提升机系统如图 7－2－1 所示。JK 型双筒矿井提升机总体结构如图 7－2－2 所示。

单绳缠绕式矿井提升机技术参数分别见表 7－2－1 和表 7－2－2。



1—提升机卷筒；2—天轮；3—井架；4—箕斗；5—卸载曲轨；6—地面煤仓；7—提升钢丝绳；8—运输设备；9—井底煤仓；10—给煤机；11—装载设备

图 7－2－1　立井单绳缠绕式提升机系统

表 7-2-1 JK/E 型单绳缠绕式矿井提升机技术参数

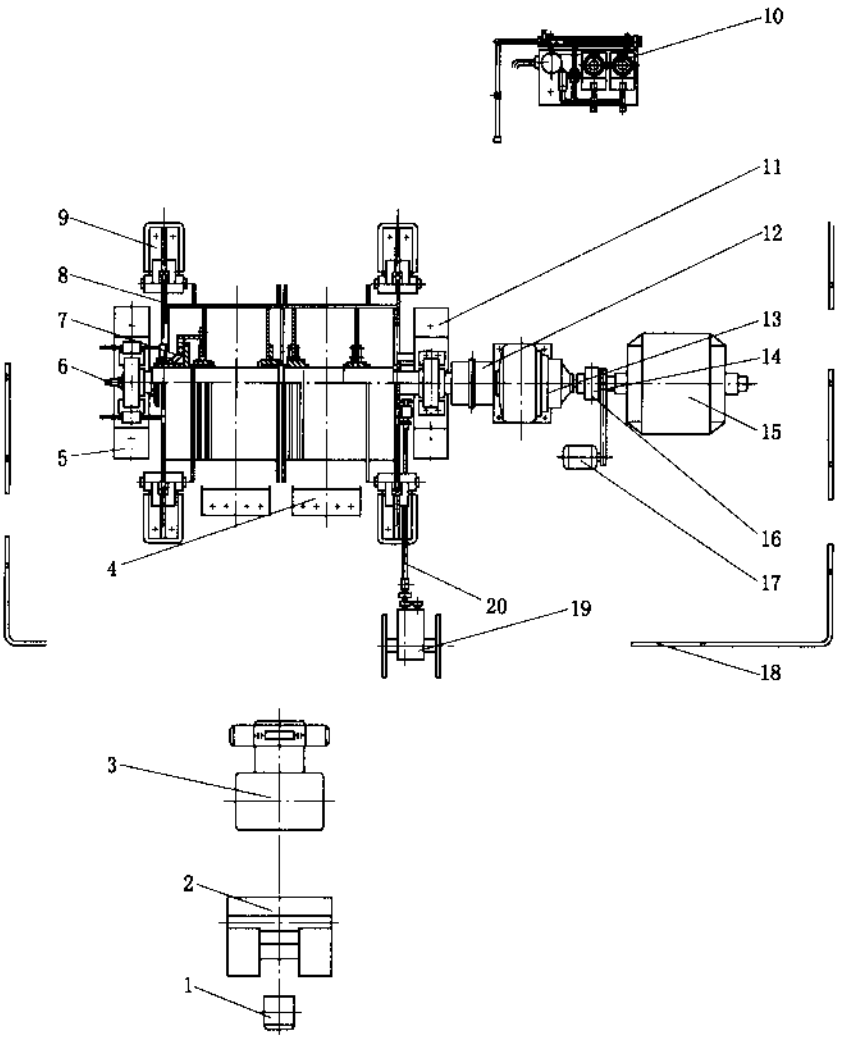
序号	型号	卷筒宽度/m	钢丝绳				提升高度或拖运长度（绳槽/木衬）/m			最大提升速度/（m·s⁻¹）	旋转部分变位质量/kg（除电动机和天轮）	外形尺寸/（m×m）	参考质量/kg（不包括电气设备、微拖动）	
			最大静拉力/kN	最大静拉力差/kN	最大直径/mm	破断拉力总和/kN	1层	2层	3层				绳槽式	木衬式
1	JK-2/20E	1.5	60	60	24.5	389	275/306	613/669	976/1044	5.11,3.823	6600	φ2.6×3.2	24335/24490	23203/23358
2	JK-2/30E									3.40,2.55	7242			
3	JK-2.5/20E	2	90	90	31	608.5	386/403	803/843	1253/1324	4.78,3.80	13679	φ2.9×4.3	38811/38659	37993/37841
4	JK-2.5/30E									3.19,2.53	13317			
5	JK-3/20E	2.2	130	130	37	867	431/460	890/930	1395/1460	5.73,4.56,3.81	19000	φ3.4×4.6		58340
6	2JK-2/11.5E	1	60	40	24.5	389	164/177	357/387	573/628	6.65		φ2.4×4.3	31406/30476	30230/29300
7	2JK-2/20E	1	60	40	24.5	389	164/177	357/387	573/628	5.11,3.82	9740	φ2.4×4.3	31406/30476	30230/29300
8	2JK-2/30E									3.40,2.55	10021			
9	2JK-2.5/11.5E	1.2	90	55	31	608.5	205/215	435/460	700/745	8.31,6.6,5.52	13707	φ2.9×4.9	41552/42259	39770/40470
10	2JK-2.5/20E	1.2	90	55	31	608.5	205/215	435/460	700/745	4.78,3.80	13695	φ2.9×4.9	41385/42096	39603/40314
11	2JK-2.5/30E									3.19,2.53	13675			
12	2JK-3/11.5E	1.5	130	80	37	867	262/282	551/596	875/955	9.97,7.92,6.62	21690	φ3.7×5.5	60300/59600	57080/56380
13	2JK-3/20E	1.5	130	80	37	867	262/282	551/596	875/955	5.73,4.56	22588	φ3.7×5.5	58715/58014	55502/54801
14	2JK-3/30E									3.82,3.04	22336			
15	2JK-3.5/11.5E	1.7	170	115	43	1190	310/329	648/690		11.63,9.24,7.73	26171	φ4.25×5.5	75740/74773	74546/73846
16	2JK-3.5/20E	1.7	170	115	43	1190	310/329	648/690		6.69,5.31,4.44	26526	φ4.25×6.0	75435/74738	74511/73814
17	2JK-4	2.1	245	160	48									
18	2JK-5	2.3	280	180	52									

表7-2-2 JK型单绳缠绕式矿井提升机技术参数

序号	型号	卷筒宽度/m	钢丝绳				最大提升高度或拖动长度/m				最大提升速度/($m \cdot s^{-1}$)	减速器		电动机		旋转部分变位质量/t(除电动机和天轮)	外形尺寸(长×宽×高)/(m×m×m)	机器质量/t(不含电气设备)
			最大静拉力/kN	最大静拉力差/kN	最大直径/mm	破断拉力总和/kN	1层	2层	3层	4层		型号	速比	最大计算功率/kW	转速/($r \cdot min^{-1}$)			
1	JK-2/11.5	1.5	60	40,60	26	439.5	278	579	898	—	6.55	ZHLR-115K	11.5	453	720	5.57	9×9×3.5	23.1
2	JK-2/20										5,3.7		20	348,256	960,720	5.87		
3	JK-2/30										3.3,2.5		30	207,174	960,720	6.76		
4	2JK-2/11.5	1	60	40	26	439.5	159	346	565	790	6.55	ZHLR-115K	11.5	300	720	7.42	9.5×9×3.5	27.3
5	2JK-2/20										5,3.7		20	230,170	960,720	7.91		
6	2JK-2/30										3.3,2.5		30	153,115	960,720	8.69		
7	JK-2.5/11.5	2	90	55,90	31	608.5	411	890	1335	—	8.23,6.6,5.5	ZHLR-150K	11.5	850,487,575	720,580,480	12.53	10×9.5×3.5	37.1
8	JK-2.5/20										4.7,3.8		20	487,394	720,580	13.71		
9	JK-2.5/30										3.14,2.5		30	326,260	720,580	14.21		
10	2JK-2.5/11.5	1.2	90	55	31	608.5	213	456	739	—	8.2,6.6,5.5	ZHLR-130K	11.5	520,420,350	730,580,480	11.25	10×9.5×3.5	37
11	2JK-2.5/20										4.7,3.8		20	300,240	720,580	12.34		
12	2JK-2.5/30										3.14,2.5		30	197,160	197,160	13.61		

表 7-2-2（续）

序号	型号	卷筒宽度/m	钢丝绳				最大提升高度或拖动长度/m				最大提升速度/($m \cdot s^{-1}$)	减速器		电动机		旋转部分变位质量/t（除电动机和天轮）	外形尺寸（长×宽×高）/（m×m×m）	机器质量/t（不含电气设备）
			最大静拉力/kN	最大静拉力差/kN	最大直径/mm	破断拉力总和/kN	1层	2层	3层	4层		型号	速比	最大计算功率/kW	转速/($r \cdot min^{-1}$)			
13	2JK-3/11.5	1.5	130	80	37	876	283	598	970	—	10.8,6.6	ZHLR-150K	11.5	924,740,610	720,580,480	18.58	11×10×3.5	53.1
14	2JK-3/20										5.6,4.5		20	517,415	720,580	19.18		
15	2JK-3/30										3.7,3		30	342,277	720,580	19.82		
16	2JK-3.5/11.5	1.7	170	115	40	1185	330	670	—	—	11.4,9.25,7.65	ZHLR-170K ZHD$_2$R-180	11.5	<1000	720,580,480	23.49	13.5×11×3.5	74
														1015,1225,1510		28.55		98
17	2JK-3.5/15.5										8.5,6.85,5.67	ZHLR-170K	15.5	1125,910,755	720,580,480	24.15		74
18	2JK-3.5/20										6.6,5.3,4.4	ZHLR-170K	20	875,705,585	720,580,480	24.93		
19	2JK-4/10.5	1.8	180	125	47.5	1430	351	753	—	—	11.6,9.6	ZHD$_2$R-180	10.5	1675,1385	580,480	30.09	13.5×13×3.55	102
20	2JK-4/11.5										10.5,8.7		11.5	1515,1255	580,480	30.80		
21	2JK-4/20										6.1,5.1	ZHD$_2$R-200	20	880,735	580,480	31.80	14.5×13×3.55	95
22	2JK-2.5/11.5	2.3	230	160	52	1705	565	—	—	—	11.95	ZD-22X220	10.5	520,420,350	480	49.0	16×12×3.55	175
23	2JK-5/10.5										10.95		11.5	300,240	480	50.05		



1—椅子；2—操纵台；3—液压站；4—卷筒护罩；5—左轴承梁；6—光电编码器；7—调绳离合器；8—主轴装置；9—盘形制动器；10—润滑油站；11—右轴承梁；12—齿轮联轴器；13—减速器；14—弹性棒销联轴器；15—电动机；16—电动机制动器；17—测速发电机装置；18—护栅；19—牌坊式深度指示器；20—牌坊式深度指示器传动装置

图 7-2-2　JK 型双筒矿井提升机（配行星减速器）总体结构

2.1.1.2　液压防爆提升绞车

液压防爆提升绞车主要用于有瓦斯及其他易燃气体的煤矿井下提升。液压防爆提升绞车技术参数分别见表 7-2-3～表 7-2-5。

2.1.1.3　变频拖动绞车

变频拖动绞车采用交流拖动的变频调速电控方式，根据不同的拖动、调速、控制方式和采用不同类型的变频器、减速机、电机组合来满足现场的拖动工艺要求，主要技术参数见表 7-2-6。

表 7-2-3 JT(K)Y 型液压防爆提升绞车技术参数

型号	卷筒			钢丝绳			提升速度/(m·s⁻¹)	提升高度/m			电动机		最大件尺寸	最大件质量/kg	变位质量/kg	主机外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)
	数量/个	直径/mm	宽度/mm	最大静拉力/kN	最大静拉力差/kN	最大直径/mm		1层	2层	3层	功率/kW	电压/V				
JTY1.2/1B	1	1200	1000	30	20(双钩)	20.5	2.5	145	335	530	<90	380/660	φ1450mm×2115mm	1940	1500	4700×3100×2400
JTY1.2/1.2B	1	1200	1200	30	20(双钩)	20.5	2.5	174	402	636	<90	380/660	φ1450mm×2315mm	2040	1600	4700×3300×2400
JTY1.2/0.8BS	2	1200	800	30	20	20.5	2.5	116	268	424	<75	380/660	φ1450mm×3015mm	2540	2260	4700×4100×2400
JTY1.2/1BS	2	1200	1000	30	20	20.5	2.5	145	335	530	<75	380/660	φ1450mm×3415mm	2740	2700	4700×4500×2400
JW1.6/1.2B	1	1600	1200	45	30(双钩)	24.5	3	175	405	640	<160	660	1925mm×1000mm×460mm	1272	2800	5600×3500×2600
JTY1.6/1.5B	1	1600	1500	45	30(双钩)	24.5	3	273	525	825	<160	660	1925mm×1000mm×460mm	1372	3050	5600×3800×2600
JTY1.6/0.9BS	2	1600	900	45	30	24.5	3	131	303	480	<132	660	1925mm×1275mm×963mm	4391	2900	5600×4200×2600
JTY1.6/1.2BS	2	1600	1200	45	30	24.5	3	175	405	640	<132	660	1925mm×1557mm×963mm	4998	3200	5600×4500×2600
JKY2/1.5B	1	2000	1500	60	40(双钩)	26	3	280	610	950	<220	660	2350mm×1175mm×460mm	2962	4150	6800×4000×2600
JKY2/1.8B	1	2000	1800	60	40(双钩)	26	3	310	700	1100	<220	660	2350mm×1175mm×460mm	3362	4250	6800×4500×2600
JKY2/1BS	2	2000	1000	60	40	26	3	155	350	570	<160	660	2350mm×1175mm×460mm	5958	4500	6800×4600×2600
JKY2/1.3BS	2	2000	1300	60	40	26	3	200	480	767	<160	660	2350mm×1175mm×460mm	6408	5000	6800×5000×2600
JKY2.5/2B	1	2500	2000	90	55(双钩)	31	4	410	870	1340	<440	660	2800mm×1400mm×460mm	4500	7600	7300×4900×2900
JKY2.5/2.3B	1	2500	2300	90	55(双钩)	31	4	480	1012	1551	<440	660	2800mm×1400mm×460mm	5084	8000	7300×5200×2900
JKY2.5/1.2BS	2	2500	1200	90	55	31	4	215	457	743	<280	660	2800mm×1400mm×460mm	7962	8600	7300×4900×2900
JKY2.5/1.5BS	2	2500	1500	90	55	31	4	295	645	1000	<280	660	2800mm×1400mm×460mm	8162	9000	7300×5400×2900
JKY2.3/2.313	1	2300	2300	60	40(双钩)	26	3	500	1100	1646	<220	660~6000	2600mm×1300mm×460mm	4260	7000	7300×5200×2900
JKY2.3/1.5BS	2	2300	1500	60	40	26	4	300	700	1072	<200	660~6000	2600mm×1300mm×460mm	7650	7500	7300×5400×2900
JKY2.5/2.5B	1	2500	2500	60	40(双钩)	26	4	600	1300	2000	<250	660~6000	2800mm×1400mm×460mm	4084	8300	7300×5600×2900
JKY2.5/2.5B(A)	1	2500	2500	80	55(双钩)	31	4	500	1100	1700	<440	660~6000	2800mm×1400mm×460mm	5304	8500	7300×5600×2900

表7-2-4 JKB型矿用防爆绞车技术参数

型号	卷筒			钢丝绳						最大提升高度或运输长度/m			最大提升速度/(m·s⁻¹)	减速器速比	电动机转速/(r·min⁻¹)
	数量/个	直径/m	宽度/m	最大静张力/kN		最大静张力差/kN		最大直径/mm	钢丝最小破断拉力总和/kN	1层	2层	3层			
				提物	提人	提物	提人								
JKB-2×1.5P	1	2	1.5	60	45	60	45	24	407	310	665	1045	5.2	20	≤1000
JKB-2×1.8P			1.8							385	810	1265	3.3	31.5	
JKB-2.5×2P		2.5	2	90	80	90	80	32	725	400	840	1320	5	20	
JKB-2.5×2.3P			2.3							469	985	1530	3.1	31.5	
JKB-3×2.2P		3	2.2	130	100	130	100	36	917	470	988	1545	6	20	
JKB-3×2.5P			2.5							545	1135	1768	3.7	1.5	
2JKB-2×1P	2	2	1	60	40	40	40	24	407	190	420	670	7	11.2	≤750
2JKB-2×1.25P			1.25							250	540	855	3.9 2.49	20 31.5	
2JKB-2.5×1.2P		2.5	1.2	90	80	55	55	32	725	215	475	760	8.8	11.2	
2JKB-2.5×1.5P			1.5							285	610	970	4.9 3.1	20 31.5	
2JKB-3×1.5P			1.5							300	645	1025	10.5	11.2	
2JKB-3×1.8P		3	1.8	130	100	80	80	36	917	375	790	1245	5.9 3.7	20 31.5	
2JKB-3.5×1.7P			1.7							370	780	1230	12.3	11.2	
2JKB-3.5×2.1P		3.5	2.1	170	125	115	115	40	1133	470	980	1550	6.8	20	

注：1. 立井中升降人员或升降人员和升降物料的，钢丝绳缠绕严禁超过1层。

2. 倾斜井巷中升降人员或升降人员和升降物料的，钢丝绳缠绕严禁超过2层。

3. 立井中专为升降物料的，钢丝绳缠绕严禁超过2层。

4. 倾斜井巷中升降物料的，钢丝绳缠绕严禁超过3层。

5. 建井期间升降人员和物料的，钢丝绳缠绕严禁超过2层。

表 7-2-5 JKYB 型矿用液压防爆提升绞车技术参数

型号	卷筒			最大提升高度或运输长度/m			钢丝绳			最大提升速度/(m·s⁻¹)	主电动机功率/kW	主油路最高工作压力/MPa	液压马达数量/个
	数量/个	直径/mm	宽度/mm	1层	2层	3层	最大静张力/kN	最大静张力差/kN	最大直径/mm				
JKYB-3×2.2XP	1	3000	2200	471	981	1539	120	120	36	4.5	400~630	32	6
JKYB-3×2.5XP			2500	546	1131	1767							
2JKYB-3×1.5XP	2	3000	1500	298	630	1008	120	90	36	4.5	280~560	32	4~6
2JKYB-3×1.8XP			1800	372	780	1235							
JKYB-2.5×2XP	1	2500	2000	394	827	1300	90	90	32	4	200~400	32	4
JKYB-2.5×2.3XP			2300	463	967	1513							
JKYB-2.5×2.5XP			2500	510	1060	1593							
2JKYB-2.5×1.2XP	2	2500	1200	209	453	734	90	55~90	32	4	200~315	32	3~4
2JKYB-2.5×1.5XP			1500	278	593	946							
2JKYB-2.5×2XP			2000	394	827	1305							
JKYB-2×1.5XP	1	2000	1500	276	588	934	60	60	26	4	160~280	32	3
JKYB-2×1.8XP			1800	343	724	1140							
2JKYB-2×1XP	2	2000	1000	163	362	590	60	40~60	26	4	160~200	32	2~3
2JKYB-2×1.25XP			1250	220	475	762							
JTYB-1.6×1.2XP	1	1600	1200	176	389	627	45	45	24	3	132~160	32	2
JTYB-1.6×1.5XP			1500	235	507	806							
2JTYB-1.6×0.9XP	2	1600	900	118	282	450	45	30~45	24	3	110~132	32	2
2JTYB-1.6×1.2XP			1200	177	390	628							

2.1.2 摩擦式提升机

2.1.2.1 多绳摩擦式提升机

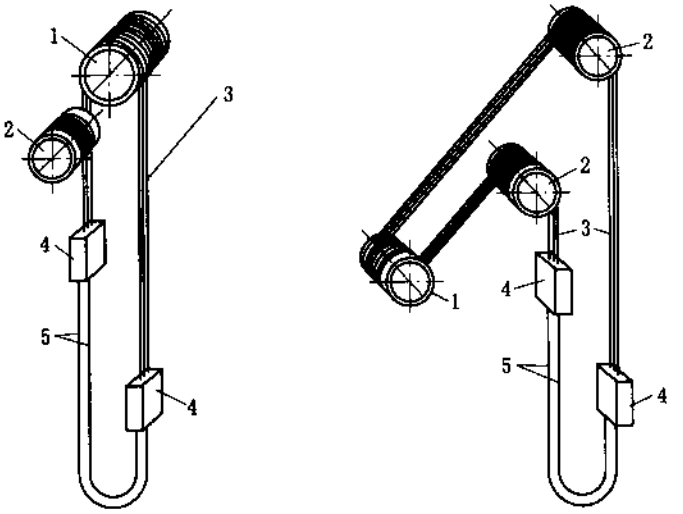
摩擦式提升机根据布置方式不同可分为井塔式和落地式两种类型，如图 7-2-3 所示；根据电动机与提升机主轴联结方式不同，又可分为直联式和通过减速器联结方式两种。多绳摩擦式提升机布局如图 7-2-4 所示。多绳摩擦式提升机的技术参数见表 7-2-7~表 7-2-10。

2.1.2.2 内装式多绳摩擦提升机

内装式提升机是近年来研制成功的一种新型摩擦提升机。世界上第一台内装式提升机（ϕ6.5m×4m，2200kW）于 1988 年在德国投入运行，我国的开滦集团、永煤集团也引进了此类提升机。在同等可比条件下，该提升机初期总投资仅为传统提升机的 80% 左右，其运转费用要低 6% 左右。

表7-2-6 单绳缠绕式变频调速提升绞车

型号	卷筒			钢丝绳			最大提升速度/(m·s⁻¹)	提升高度/m			电动机		最大不可拆分件外形尺寸	最重不可拆分件质量/kg	变位质量/kg
	数量/个	直径/mm	宽度/mm	最大静张力/kN	最大静张力差/kN	最大直径/mm		1层	2层	3层	功率/kW	转速/(r·min⁻¹)			
JTP(B)-1.2×1	1	1200	1000	30		20.5	4.7	145	335	530	160	985	φ1450mm×2115mm	1940	1500
JTP(B)-1.2×1.2	1	1200	1200	30		20.5	4.7	174	402	636	160	985	φ1450mm×2315mm	2040	1600
2JTP(B)-1.2×0.8	2	1200	800	30	20	20.5	4.7	116	268	424	110	985	φ1450mm×3015mm	2540	2260
2JTP(B)-1.2×1	2	1200	1000	30	20	10.5	4.7	145	335	530	110	985	φ1450mm×3415mm	2740	2700
JTP(B)-1.6×1.2	1	1600	1200	45		24.5	2.45,3.10,4.12	175	405	640	132,160,220	585,740,985	1925mm×1000mm×495mm	2012	4600
JTP(B)-1.6×1.5	1	1600	1500	45		24.5	2.45,3.10,4.12	273	525	825	132,160,220	585,740,985	1925mm×1000mm×495mm	2157	5000
2JTP(B)-1.6×0.9	2	1600	900	45	30	24.5	2.45,3.10,4.12	131	303	480	90,110,160	585,740,985	1925mm×1000mm×495mm	4082	5200
2JTP(B)-1.6×1.2	2	1600	1200	45	30	24.5	2.45,3.10,4.12	175	405	640	90,110,160	585,740,985	1925mm×1000mm×495mm	4372	5400



1—摩擦轮；2—天轮；3—提升钢丝绳；4—容器；5—尾绳

图 7-2-3 立井多绳摩擦式提升机

表 7-2-7 JKD 型多绳摩擦轮提升机技术参数

机器型号	摩擦轮直径/mm	钢丝绳最大静张力/kN	钢丝绳最大静张力差/kN	钢丝绳最大直径/mm		钢丝绳根数/根	最大提升速度/(m·s⁻¹)	减速器		机器总质量/t（不包括电气设备）	变位质量/t	适应年产量/kt
				有导向轮	无导向轮			型号	扭矩最大额定值/(kN·m)			
JKD1850×4	1850	220	65		23	4	9.7	ZGH70	116/78	15.7	5.7	600
JKD2100×4	2100	280	90		25.5	4	10.5	ZGH70		17.7		600
JKD2100×6	2100	420	100		25.5	6	11.75	ZGH80		24.7		800～1000
JKD2250×6	2250	495	130		28	6	11.75	ZGH80	330/220	27.5	9.37，2.61（导轮）	900～1200
JKD2800×6	2800	495	150	28		6	11.75	ZGH90		48.9		1500～1800
JKD3250×6	3250	700	170	32.5		6	11.75	ZGH100		59.1	16.51，5.72（导轮）	1800～2100
JKD4000×6	4000	950	200	39.5		6	11.75	ZGH120	780/440	90		3000～3500

表7-2-8 JKM/E型井塔式多绳摩擦式矿井提升机技术参数

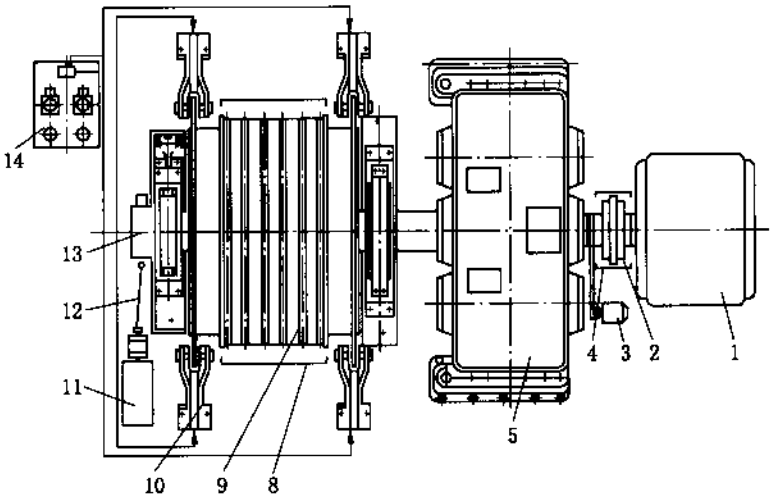
序号	型号	导向轮直径/m	钢丝绳					最大提升速度/(m·s⁻¹)	减速器		旋转部分变位质量/t（除电动机和天轮）	天轮变位质量/t	机器质量/t（本含电气设备）	外形尺寸（长×宽×高）/（m×m×m）
			最大静拉力/kN	最大静拉力差/kN	有导向轮时最大直径/mm	无导向轮时最大直径/mm	间距/mm		型号	速比				
1	JKM－1.3×4(I)E		100	25		16.5		5	XP550	11.5	2.1		16.6	6.4×6.5×1.6
2	JKM－1.6×4(I)E		150	40		19.5		8	XP560		4		17.5	6.4×7×1.75
3	JKM－1.85×4(I)E		210	60		23	200	10	XP800		5.8		28.144	7×7.5×2.02
4	JKM－2×4(I)E	2	230/180	65/55	20	24		10	XP800		5.7		30.7	7×8×2.2
5	JKM－2.25×4(I)E	2	215	65	22	28		10	XP800	7.35，10.5，11.5	6.5	1.39	33.847	7.4×8×2.3
6	JKM－2.8×4(I)E	2.5	335	100	28			14	XP1000		9.1	2.48	45.3	8.5×10×2.65
7	JKM－2.8×4(Ⅱ)E								P_2H630		10	2.48	45.212	7.5×8.5×2.65
8	JKM－2.8×6(I)E	2.5	500	140	28		250	14	XP120		15.8	3.69	66.5	8×8.5×2.68
9	JKM－2.8×6(Ⅱ)E								P_2H630		7.8	3.69	69.7	7.5×8.5×2.68
10	JKM－2.8×6(Ⅲ)E										14	3.7	60	7.5×8×2.7
11	JKM－3.25×4(I)E	3	450	140	32		300	14	XP1120		13.36	2.72	67.3	8.9×8.9×2.98
12	JKM－3.25×4(Ⅱ)E								P_2H800	7.35，10.5，11.0	15.74	2.72	70	8.5×8.7×2.98
13	JKM－3.5×6(I)E	3	790	220	35		300	14	XP1250		22.85	4.06	89.5	11.5×9.2×3.15
14	JKM－3.5×6(Ⅱ)E								P_2H900		25.6	4.06	98.9	10.5×9.2×3.15
15	JKM－3.5×6(Ⅲ)E										21	4.06	82	8×9×3.2
16	JKM－4×4(I)E	3.2	690	180	39.5		300	14	XP1250	7.35	18.5	4.1	85.69	9×10×3.63
17	JKM－4×4(Ⅱ)E								P_2H900	10.5	24.7	4.1	97	9×10×3.63
18	JKM－4×4(Ⅲ)E									11.5	16	4.1	58	7.5×9×3.63
19	JKM－4×6(Ⅲ)E	3.2	1030	270	39.5		300				22	6.5	90	9×9×3.63
20	JKM－4.5×6(Ⅲ)E	3.6	1330	340	45		300	16			30	10	130	12×9.5×3.9
21	JKM－5×6(Ⅲ)E	4	1600	420	50		300							

表 7-2-9 JKMD/E 型落地式多绳摩擦式矿井提升机技术参数

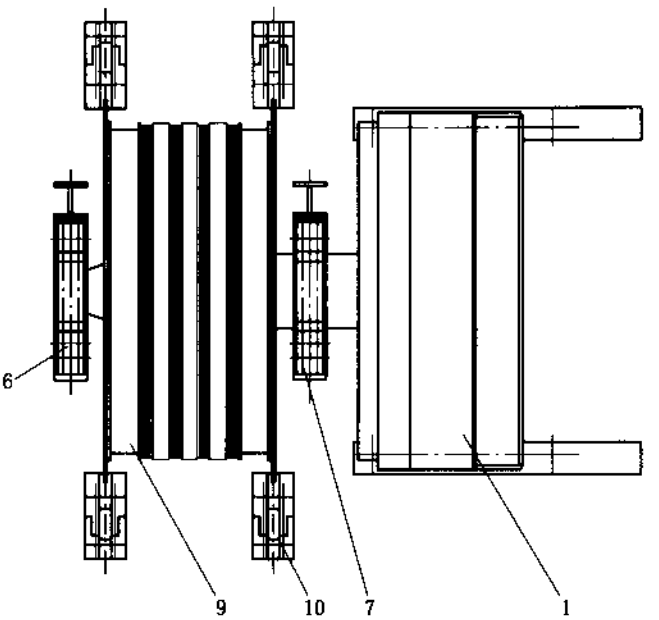
序号	型号	天轮直径/m	钢丝绳				最大提升速度/(m·s⁻¹)	减速器		旋转部分变位质量/t（除电动机和天轮）	天轮变位质量/t	机器质量/t（不含电气设备）	外形尺寸（长×宽×高）/(m×m×m)	备注
			最大静拉力/kN	最大静拉力差/kN	最大直径/mm	间距/mm		型号	速比					
1	JKMD-2.25×2(Ⅰ)E	2.25	105	25	22	300	10	ZZP560(2)	11.5	4.83	1.2×2	30.55	7.7×9×2.1	表中的质量和尺寸不包括微拖动装置
2	JKMD-2.25×4(Ⅰ)E		215	65				XP800(2)	7.35、10.5、11.5	6.5	2.3×2	47.24	6.8×9.5×2.3	
3	JKMD-2.8×2(Ⅱ)E	2.8	165	45	28			XP800(2)		4.911、5.165、5.239	1.528×2	47.29	7.8×10×2.65	
4	JKMD-2.8×4(Ⅰ)E		335	95				XP1000(2)		9	3.44×2	62.41	8.5×10×2.65	
5	JKMD-2.8×4(Ⅱ)E							P2H630(2)		10.2	3.44×2	64	7.5×10×2.65	
6	JKMD-3.5×2(Ⅰ)E	3.5	265	70	35			XP1000(2)		12	3.1×2	78	7×9.5×3.02	
7	JKMD-3.5×4(Ⅰ)E		525	140			13	XP1120(2)		20.6	6.3×2	101.41	8.5×9.5×3	
8	JKMD-3.5×4(Ⅱ)E							P2H800(2)		22.8	6.3×2	103.94	8×9.5×3.02	
9	JKMD-3.5×4(Ⅲ)E									18	6.3×2	87	7.5×9.5×3.0	
10	JKMD-4×2(Ⅰ)E	4	340	95	39.5	350	12	XP1120(2)	7.35、10.5、11.5	14	3.25×2	87	8.2×10×3.4	
11	JKMD-4×2(Ⅱ)E							P2H800(2)		15.5	3.25×2	90	7.8×10×3.4	
12	JKMD-4×4(Ⅰ)E		680	180			14	XP1250(2)		23	6.5×2	133.5	11×10×3.4	
13	JKMD-4×4(Ⅱ)E							P2H900(2)		25	6.5×2	141	10.5×10×3.4	
14	JKMD-4×4(Ⅲ)E									20	6.5×2	115	8.1×8.7×3.4	
15	JKMD-4.5×4(Ⅲ)E	4.5	900	220	45	350	14			29	11.5×2	165	9.5×9.5×3.7	
16	JKMD-5×4(Ⅲ)E	5	1070	270	50					38	13×2	177	9.5×10×4	
17	JKMD-5.5×4(Ⅲ)E	5.5	1300	340	55					50	17×2	210	11×10.5×4.5	
18	JKMD-6×4(Ⅲ)E	6	1570	420	57							271		

表 7-2-10 JKM 型多绳摩擦式矿井提升机技术参数

序号	型号	主导轮直径/m	导向轮直径/m	钢丝绳最大静张力/kN	钢丝绳最大静张力差/kN	钢丝绳根数/根	钢丝绳最大直径/mm		钢丝绳间距/mm	最大提升速度/(m·s⁻¹)	机器总质量/t
							有导向轮	无导向轮			
1	JKM-1.85/4(I)	1.85		2014	60	4		23.0	200	9.7	29.3
2	JKM-1.85/4(Ⅲ)	1.85		204	60	4		23.0	200	9.7	34.0
3	JKM-2/4(I)	2.00		244	60	4		25.0	200	10.5	29.5
4	JKM-2/4(Ⅱ)	2.00		244	60	4		25.0	200	10.5	34.0
5	JKM-2.25/4(I)	2.25	2.00	210/244	60	4	22.5	28.0	200	11.8	30.3
6	JKM-2.25/4(Ⅱ)	2.25	2.00	210/244	60	4	22.5	28.0	200	11.8	35.4
7	JKM-2.8/4(I)	2.80	2.50	300	90	4	28.0		250	11.8	48.9,49.1,49.2
8	JKM-2.8/4(Ⅱ)	2.80	2.50	300	95	4	28.0		250	11.8	54.9,54.6,54.7
9	JKM-3.25/4(I)	3.25	3.00	450	140	4	32.5		300	12.0	64.4,64.9,65.0
10	JKM-3.25/4(Ⅱ)	3.25	3.00	450	140	4	32.5		300	12.0	64.4,64.4,64.2
11	JKM-2.8/6(I)	2.80	2.50	529	150	4	28.0		250	14.75	66.7,67.1,67.3
12	JKM-2.8/6(Ⅱ)	2.80	2.50	529	150	4	28.0		250	14.75	71.7,71.4,71.5
13	JKM-2.8/6(Ⅲ)	2.80	2.50	529	150	4	28.0		250	14.75	46.3
14	JKM-4/4(I)	4.00	3.00	600	180	4	39.5		300	14.0	82.3,83.5,83.5
15	JKM-4/4(Ⅱ)	4.00	3.00	600	180	4	39.5		300	14.0	94.7,95.3
16	JKM-3.5/6(Ⅱ)	3.50	3.00	800	230	4	35.0		250	13.0	55.6
17	JKM-3.5/6(Ⅲ)	3.50	3.00	800	230	4	35.0		250	14.0	55.6



(a) JKM(I)型

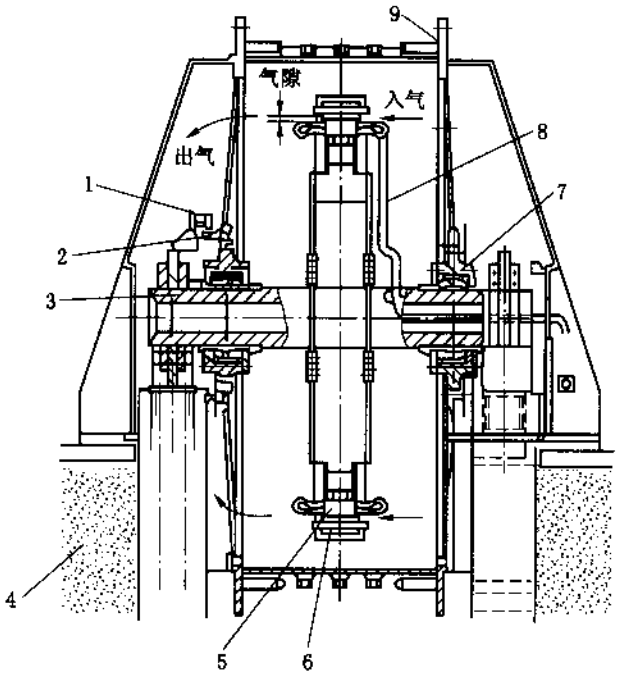


(b) 直联式

1—电动机；2—联轴器；3—测速发电机装置；4—护罩；5—减速器；6、7—主轴轴承；8—护板；9—摩擦轮；10—盘形制动器；11—深度指示器；12—万向联轴节；13—精针发送装置；14—液压站

图 7-2-4 多绳摩擦式提升机布局图

内装式提升机将拖动电机直接装在摩擦轮内部，使电机转子与摩擦轮成为一体，摩擦轮相当于电动机的转子，主轴相当于电动机的定子，形成机电一体化新型提升机。为了使内部电动机冷却，主轴可以做成空心轴作为冷却风道，这样既减少了设备结构重量，又减少了提升系统的转动惯量，其结构如图 7-2-5 所示。



1—电刷；2—滑环；3—定子（固定部分）；4—基础；5—定子铁芯和绕组；
6—转子；7—滚柱轴承；8—定子接线处；9—摩擦轮部分（转动部分）

图 7-2-5　内装式提升机示意图

内装式提升机的主要优点有：

（1）卷筒壳体结构得到改善，无论是摩擦式提升机，还是缠绕式提升机，转子的刚度都很大，有利于提升机安全运行。

（2）摩擦轮、电动机合二为一，电动机扭矩直接传递给摩擦轮的筒壳，通过摩擦衬垫传给钢丝绳，传动链最短，传动效率高。

（3）由于采用了整体的抗摩擦滚动轴承，轴承间隙比滑动轴承间隙大为减小，大大减小了机械振动，提高了提升机在全速运行时的稳定性。

（4）由于没有处于悬臂状态的转子装置，主轴变形量大大减小，提高了主轴的刚度，使气隙的偏差更小。设备基础中的应力和刚度不影响电动机的气隙，电动机温升不会导致非对称性，因而也不影响电机的气隙。

（5）结构紧凑，节省空间，减小了机房占用面积和设备基础土建工程量。

2.1.3　提升机参数计算及设备选型

提升机选型的主要参数有：卷筒直径 D、卷筒宽度 B、钢丝绳最大静张力 F_{jmax} 以及最大静张力差 F_{jc}。其中，卷筒直径 D 为选择提升机规格型号的依据，其他 3 个参数为校核参数。

2.1.3.1　卷筒的选型计算依据

提升机卷筒的选型计算依据见表 7-2-11。

2.1.3.2　天轮的选型计算依据

提升机的天轮分为3种：井上固定天轮、凿井及井下固定天轮、游动天轮。天轮的选型计算依据见表7-2-12，其型号及主要参数见表7-2-13、表7-2-14。

表7-2-11 卷筒的选型计算

参数名称	计算公式		备注
卷筒直径	卷筒位于井上	$\begin{cases} D' \geqslant 80d \\ D' \geqslant 1200\delta \end{cases}$	D'—提升机卷筒直径，mm； d—提升钢丝绳直径，mm； δ—提升钢丝绳中最粗钢丝直径，mm
	卷筒位于井下	$\begin{cases} D' \geqslant 60d \\ D' \geqslant 900\delta \end{cases}$	
卷筒的标准宽度	$B' = \left(\dfrac{H+30}{\pi D}+3\right)(d+\varepsilon)$		H—提升高度，m； B'—卷筒的宽度，m； D—提升机标准卷筒直径（$D > D'$），m； d—提升钢丝绳直径，mm； ε—提升钢丝绳圈间的间隙，一般取2～3mm，卷筒直径较大时，取大值
最大静张力	$F_{jmax} = Qg + Q_z g + pH \leqslant [F_{jmax}]$		F_{jmax}—提升机工作状态的最大静张力，N； Q—有益载荷，kg； Q_z—提升容器质量，kg； p—提升钢丝绳单位长度重力，N/m； $[F_{jmax}]$—提升机许用最大静张力，N
最大静张力差	$F_{jc} = Qg + pH \leqslant [F_{jc}]$		F_{jc}—提升机工作状态的最大静张力差，N； $[F_{jc}]$—提升机许用最大静张力差，N

表7-2-12 天轮的选型计算依据

参数名称	计算公式		备注
井上固定天轮	围包角大于90°	$\begin{cases} D_1 \geqslant 80d \\ D_1 \geqslant 1200\delta \end{cases}$	D_1—天轮直径，mm； d—钢丝绳直径，mm； δ—钢丝绳中最粗钢丝直径，mm
	围包角小于90°	$\begin{cases} D_1 \geqslant 60d \\ D_1 \geqslant 900\delta \end{cases}$	
井下导向轮	$\begin{cases} D_1 \geqslant 60d \\ D_1 \geqslant 900\delta \end{cases}$		
矸石山天轮	$D_1 \geqslant 50d$		

表 7-2-13　井上固定天轮的基本参数

型　号	天轮直径 D/mm	绳槽半径 R/mm	适于钢丝绳直径范围/mm	允许的钢丝绳全部钢丝破断拉力总和/kN	两轴承中心距 L/mm	轴承中心高 H/mm	变位重力/kN	总重力/kN
TSG $\frac{1200}{7}$	1200	7	11～13	168	550	105	1.04	2.59
TSG $\frac{1200}{8.5}$		8.5	13～15					
TSG $\frac{1600}{9.5}$	1600	9.5	15～17	304.5	600	140	2.22	5.93
TSG $\frac{1600}{10}$		10	17～18.5					
TSG $\frac{1600}{11}$		11	18.5～20					
TSG $\frac{2000}{12}$	2000	12	20～21.5	458.5	700	180	3.07	9.1
TSG $\frac{2000}{12.5}$		12.5	21.5～23					
TSG $\frac{2000}{13.5}$		13.5	23～24.5					
TSG $\frac{2500}{15}$	2500	15	24.5～27	661.5	800	200	5.5	15.12
TSG $\frac{2500}{16}$		16	27～29					
TSG $\frac{2500}{17}$		17	29～31					
TSG $\frac{3000}{18}$	3000	18	31～33	1010	950	240	7.81	24.66
TSG $\frac{3000}{19}$		19	33～35					
TSG $\frac{3000}{20}$		20	35～37					
TSG $\frac{3500}{23.5}$	3500	23.5	37～43	1420	1000	255	11.33	36.4
TSG $\frac{4400}{25}$	4400	25	43～46.5	4500	1030	250	13	55.31

表 7-2-14 凿井及井下固定天轮的基本参数

型 号	天轮直径 D/mm	绳槽半径 R/mm	适于钢丝绳直径范围/mm	允许的钢丝绳全部钢丝破断拉力总和/kN	两轴承中心距 L/mm	轴承中心高 H/mm	变位重力/kN	总重力/kN
TXG $\frac{800}{7}$	800	7	11～13	1165	500	105	0.88	2.3
TXG $\frac{1200}{8.5}$	1200	8.5	13～15	268.5	500	140	1.52	4.7
TXG $\frac{1200}{9.5}$		9.5	15～17.5					
TXG $\frac{1200}{10}$		20	17.5～19.5					
TXG $\frac{1600}{12}$	1600	12	19.5～22	467.5	600	180	2.45	7.41
TXG $\frac{1600}{13}$		13	22～24					
TXG $\frac{1600}{14}$		14	24～26					
TXG $\frac{2000}{15.5}$	2000	15.5	26～28.5	721	700	200	3.63	11.5
TXG $\frac{2000}{16.5}$		16.5	28.5～30.5					
TXG $\frac{2000}{18}$		18	30.5～32.5					
TXG $\frac{2500}{19}$	2500	19	32.5～35	111	800	240	6.95	20.8
TXG $\frac{2500}{21}$		21	35～37.5					
TXG $\frac{2500}{22}$		22	37.5～40					
TXG $\frac{3000}{23}$	3000	23	40～42.5	1735	950	300	11	35.8
TXG $\frac{3000}{25}$		25	42.5～45.5					
TXG $\frac{3000}{26}$		26	45.5～48					

2.2　提升容器及辅助装置

提升容器按其结构可分为箕斗、罐笼、吊桶、矿车等。

2.2.1　箕斗

单绳提煤箕斗按名义载荷分为 3t、4t、6t、8t 等 4 种规格。单绳提煤箕斗的结构尺寸如图 7－2－6 所示，其技术参数见表 7－2－15。多绳提煤箕斗结构如图 7－2－7 和图 7－2－8 所示。JL 系列立井多绳提煤箕斗按名义载荷分为 20t、25t、32t、40t、50t 等 5 种规格，其技术参数见表 7－2－16。JG 系列立井多绳提煤箕斗按名义载荷分为 20t、25t、32t、40t、50t 等 5 种规格，其技术参数见表 7－2－17。JC 系列立井多绳提煤箕斗按名义载荷分为 20t、25t、32t、40t 等 4 种规格，其技术参数见表 7－2－18。

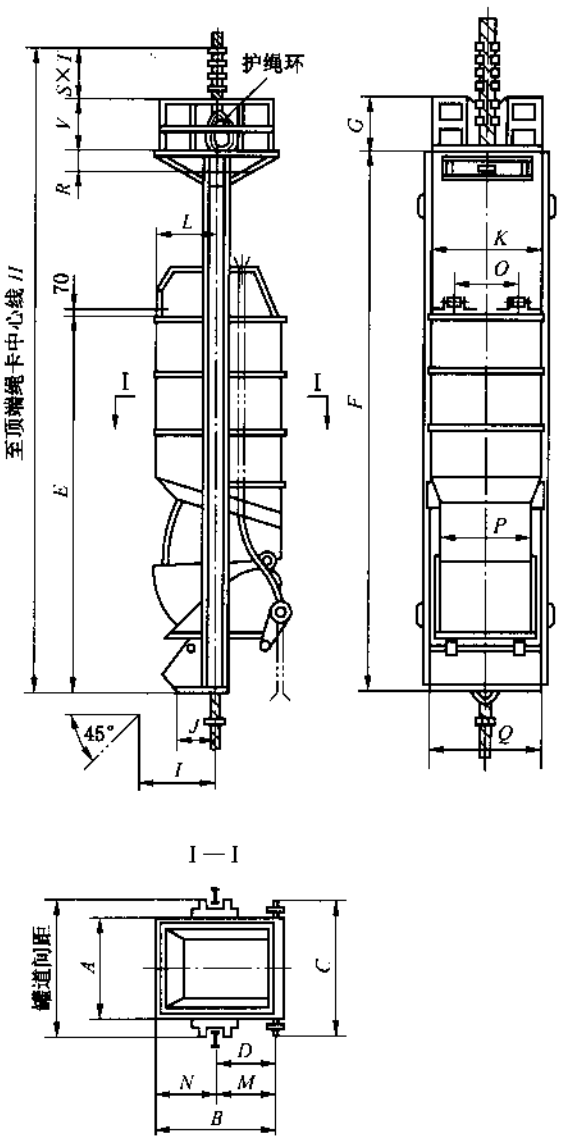


图 7－2－6　立井单绳提煤箕斗的结构尺寸

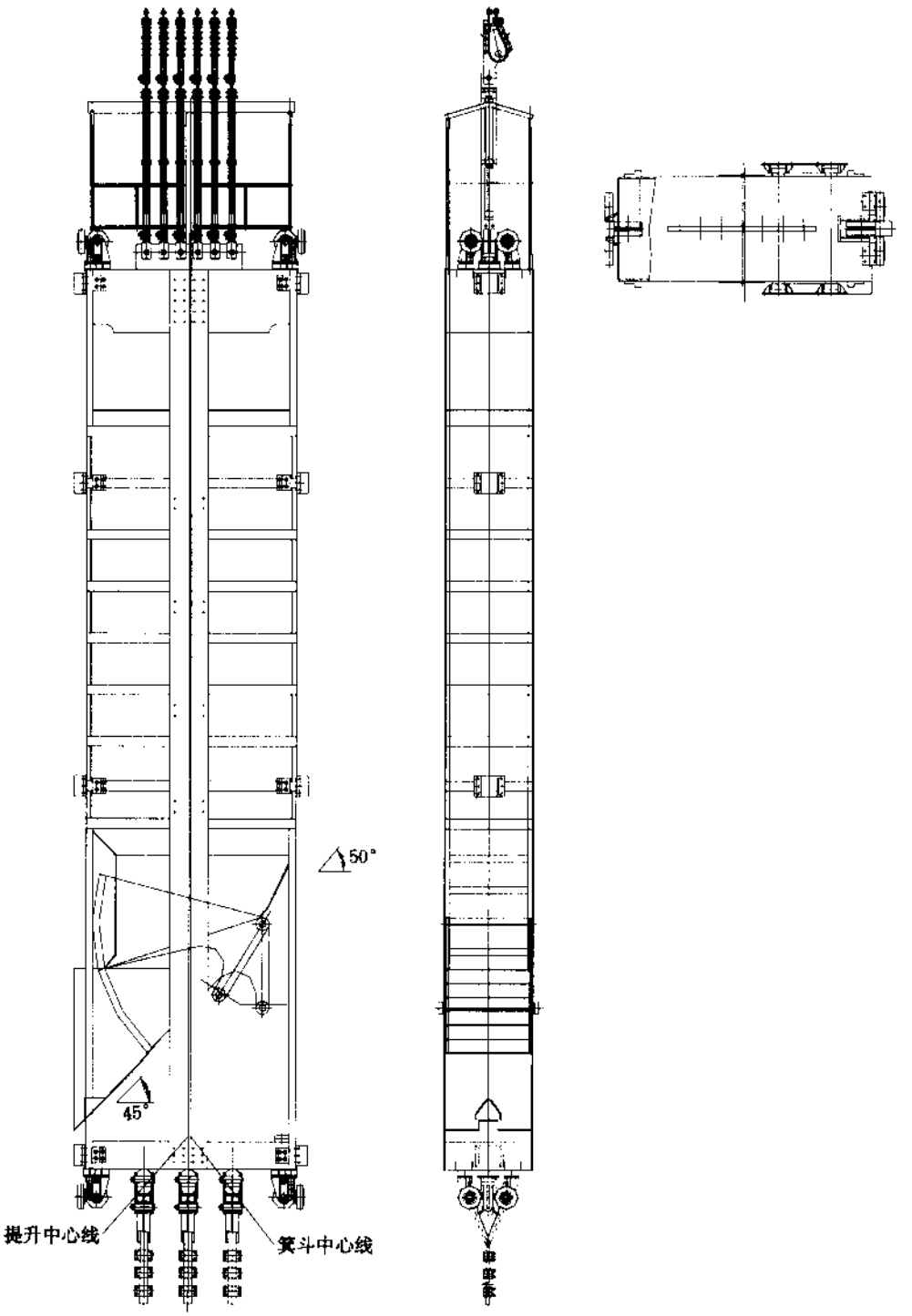


图 7-2-7 JDG 型多绳提煤箕斗

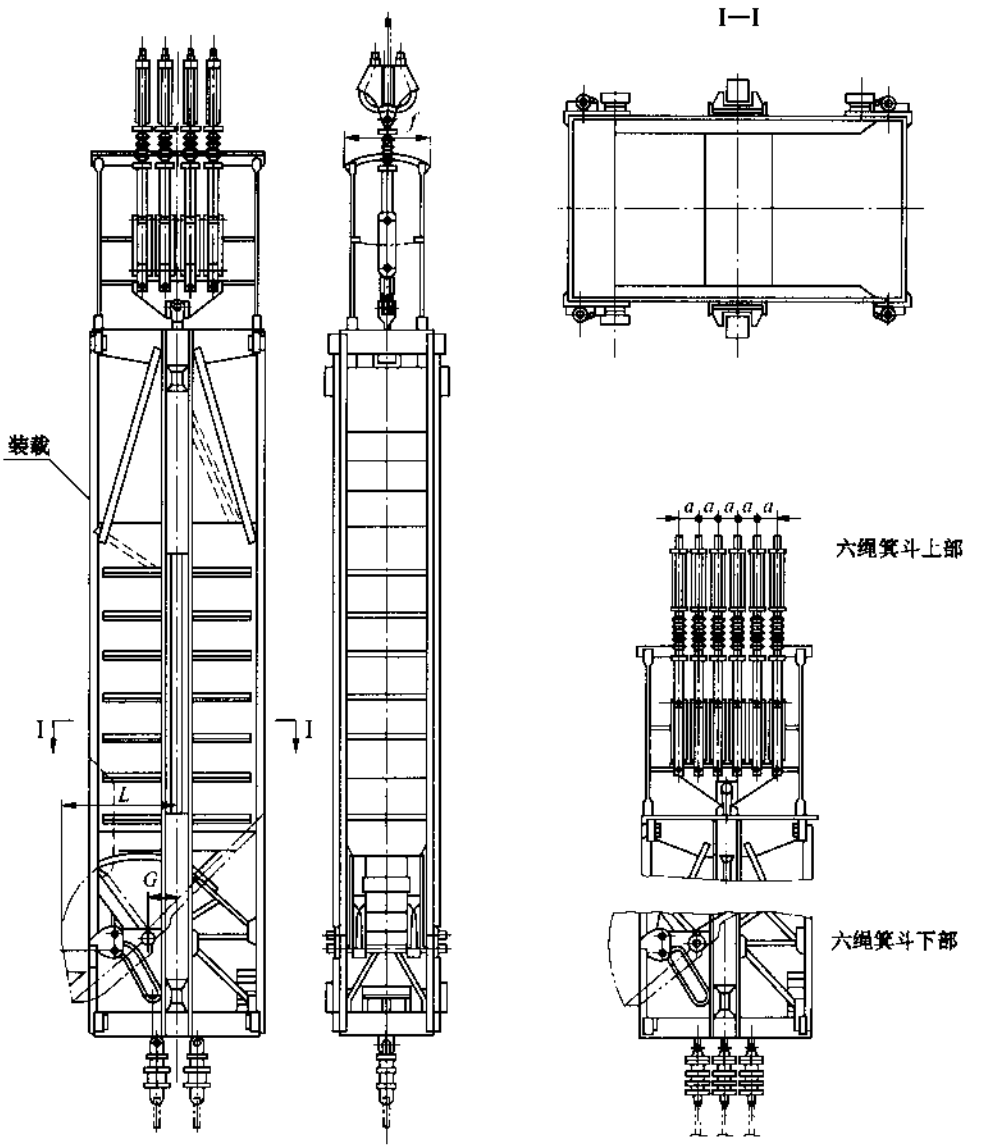


图7-2-8　JDS型钢丝绳罐道、同侧装卸式多绳提煤箕斗

表7-2-15　单绳提煤箕斗技术参数

型　　号	J-3	J-4	J-6	J-8
箕斗名义载荷/t	3	4	6	8
斗箱实际容积/m^3	4	5.5	8	10
平面外形尺寸/（mm×mm）	1350×1700	1590×1845	1590×1845	1590×1845
管道间距/mm	1430	1680	1680	1680

表7-2-15（续）

型号		J-3	J-4	J-6	J-8
首绳最大容许载荷/kN		77	100	135	165
尾绳最大容许载荷/kN		15.50	20	27.50	32
带尾绳时最大提升高度/m		500	500	500	500
箕斗质量/kg		3171	4059	4845	5483
主要尺寸/mm（尺寸符号参照图7-2-6）	*A*	1350	1590	1590	1590
	B	1700	1846	1846	1846
	C	1540	1780	1780	1780
	D	750	860	860	860
	E	3246	3612	4472	5302
	F	5280	5830	6740	7590
	G	740	720	720	725
	H	7470	8063	9235	10132
	I	1038	1210	1210	1210
	J	610	660	660	660
	K	1318	1554	1554	1554
	L	744	832	832	832
	M	900	958	958	958
	N	800	888	888	888
	O	800	900	900	900
	P	1130	1300	1300	1300
	Q	1306	1570	1570	1570
	R	300	385	385	420
	V	600	600	640	660
	S×*T*	250×6	250×6	250×7	250×7

注：1. 提升计算应以斗箱实际容积为依据，名义载荷为习惯称谓，不作为箕斗载荷的数据。

2. 订货时应要求制造单位提供钢丝绳直径。

表7-2-16　JL系列立井大型多绳箕斗技术参数

箕斗型号		斗箱断面（$A\times B$）/（mm×mm）	名义载煤量/t	有效容积/m^3	最大终端载荷/kN	尾绳悬挂装置最大允许载荷/kN	最大提升高度/m
同侧装卸式	异侧装卸式						
JL20/126A	JLY20/126A	3080×1260	20	21.0	700	250	800
JL25/126A	JLY25/126A		25	26.3	860	300	
JL20/140A	JLY20/140A	3200×1400	20	21.0	700	250	
JL25/140A	JLY25/140A		25	26.3	860	300	
JL20/170A	JLY20/170A	3200×1700	20	21.0	700	250	
JL25/170A	JLY25/170A		25	26.3	860	300	
JL32/190A	JLY32/190A	3400×1900	32	33.6	1100	380	
JL40/190A	JLY40/190A		40	42.0	1400	500	
JL50/200A	JLY50/200A	3950×2000	50	52.5	1730	600	
JL20/126B	JLY20/126B	3080×1260	20	21.0	900	420	1100
JL25/126B	JLY25/126B		25	26.3	1000	450	
JL20/140B	JLY20/140B	3200×1400	20	21.0	900	420	
JL25/140B	JLY25/140B		25	26.3	1000	450	
JL20/170B	JLY20/170B	3200×1700	20	21.0	900	420	
JL25/170B	JLY25/170B		25	26.3	1000	450	
JL32/190B	JLY32/190B	3400×1900	32	22.6	1360	620	
JL40/190B	JLY40/190B		40	42.0	1650	750	
JL50/200B	JLY50/200B	3950×2000	50	52.5			

表7-2-17　JG系列立井大型多绳提煤箕斗技术参数

箕斗型号		斗箱断面（$A\times B$）/（mm×mm）	名义载煤量/t	有效容积/m^3	最大终端载荷/kN	尾绳悬挂装置最大允许载荷/kN	最大提升高度/m
同侧装卸式	异侧装卸式						
JG20/150A	JGY20/150A	2870×1500	20	21.0	665	215	800
JG25/150A	JGY25/150A		25	26.3	820	265	
JG25/170A	JGY25/170A	3170×1700					
JG32/170A	JGY32/170A		32	33.6	1030	325	
JG32/190A	JGY32/190A	3370×1900					
JG40/190A	JGY40/190A		40	42.0	1285	410	
JG50/190A	JGY50/190A		50	52.5	1590	505	
JG40/210A	JGY40/210A	3670×2100	40	42.0	1285	410	
JG50/210A	JGY50/210A		50	52.5	1590	505	

表 7-2-17（续）

箕斗型号		斗箱断面（$A \times B$）/（mm × mm）	名义载煤量/t	有效容积/m^3	最大终端载荷/kN	尾绳悬挂装置最大允许载荷/kN	最大提升高度/m
同侧装卸式	异侧装卸式						
JG20/150B	JGY20/150B	2870 × 1500	20	21.0	780	335	1100
JG25/150B	JGY25/150B		25	26.3	980	430	
JG25/170B	JGY25/170B	3170 × 1700					
JG32/170B	JGY32/170B		32	33.6	1260	560	
JG32/190B	JGY32/190B	3370 × 1900					
JG40/190B	JGY40/190B		40	42.0	1590	670	
JG50/190B	JGY50/190B		50	52.5	1900	820	
JG40/210B	JGY40/210B	3670 × 2100	40	42.0	1540	670	
JG50/210B	JGY50/210B		50	52.5	1900	820	

表 7-2-18 JC 系列立井大型多绳提煤箕斗技术参数

箕斗型号		斗箱断面（$A \times B$）/（mm × mm）	名义载煤量/t	有效容积/m^3	最大终端载荷/kN	尾绳悬挂装置最大允许载荷/kN	最大提升高度/m
同侧装卸式	异侧装卸式						
JC20/126A	JCY20/126A	3080 × 1260	20	21.0	665	215	800
JC25/126A	JCY25/126A		25	26.3	820	265	
JC20/150A	JCY20/150A	2870 × 1500	20	21.0	665	215	
JC25/150A	JCY25/150A		25	26.3	820	265	
JC25/170A	JCY25/170A	3170 × 1700					
JC32/170A	JCY32/170A		32	33.6	1030	325	
JC32/190A	JCY32/190A	3370 × 1900					
JC40/190A	JCY40/190A		40	42.0	1285	410	
JC20/126B	JCY20/126B	3080 × 1260	20	21.0	780	505	1100
JC25/126B	JCY25/126B		25	26.3	980	335	
JC20/150B	JCY20/150B	2870 × 1500	20	21.0	780	430	
JC25/150B	JCY25/150B		25	26.3	980		
JC25/170B	JCY25/170B	3170 × 1700				560	
JC32/170B	JCY32/170B		32	33.6	1260	560	
JC32/190B	JCY32/190B	3370 × 1900					
JC40/190B	JCY40/190B		40	42.0	1540	820	

2.2.2　罐笼

提升罐笼按罐道形式可分为钢丝绳罐道罐笼、刚性罐道罐笼。单绳提升的普通罐笼的技术参数见表 7－2－19。多绳提升的罐笼有 1.5t 和 3t 两种，有宽窄两种型号。对于装载 1.5t 矿车的多绳提升罐笼，煤炭行业标准共编制 10 个品种。对于装载 3t 矿车的多绳罐笼，煤炭行业标准共编制 6 个品种。装载二层二车 3t 矿车的多绳提升罐笼结构图如图7－2－9 所示。1.5t 矿车的多绳罐笼的技术参数见表 7－2－20，3t 矿车的多绳罐笼的技术参数见表 7－2－21。为满足井下大型装备的提升要求，部分矿井的罐笼采用非标产品。

表 7－2－19　立井单绳普通罐笼技术参数

单绳罐笼型号			罐笼断面/(mm × mm)	罐笼总高/mm	装载矿车			允许乘人数/位	罐笼总载货量/kg	罐笼自身质量/kg
					型号	名义装载货量/t	数量/辆			
GLS－1×1/1	钢丝绳罐道	同侧进出车	2550×1020	4290	MG1.1－6A	1	1	12	2395	2218
GLSY－1×1/1		异侧进出车								2088
GLG－1×1/1	刚性罐道	同侧进出车								2878
GLGY－1×1/1		异侧进出车								2748
GLS－1×2/2	钢丝绳罐道	同侧进出车		6680			2	24	3235	3247
GLSY－1×2/2		异侧进出车								3000
GLG－1×2/2	刚性罐道	同侧进出车	2550×1020	6680	MG1.1－6A	1	2	24	3235	3907
GLGY－1×2/2		异侧进出车								3657
GLS－1.5×1/1	钢丝绳罐道	同侧进出车	3000×1200	4850	MG1.7－6A	1.5	1	17	3420	2790
GLSY－1.5×1/1		异侧进出车								2650
GLG－1.5×1/1	刚性罐道	同侧进出车								3450
GLGY－1.5×1/1		异侧进出车								3310
GLS－1.5×2/2	钢丝绳罐道	同侧进出车		7250			2	34	4610	4070
GLSY－1.5×2/2		异侧进出车								3790
GLG－1.5×2/2	刚性罐道	同侧进出车								4670
GLGY－1.5×2/2		异侧进出车								4390
GLS－3×1/1	钢丝绳罐道	同侧进出车	4000×1470	4820	MG3.3－9B	3	1	29	6720	4670
GLSY－3×1/1		异侧进出车								4500
GLG－3×1/1	刚性罐道	同侧进出车								5050
GLGY－3×1/1		异侧进出车								4880
GLS－3×1/2	钢丝绳罐道	同侧进出车		7170				58		6480
GLSY－3×1/2		异侧进出车								6310
GLG－3×1/2	刚性罐道	同侧进出车								6950
GLGY－3×1/2		异侧进出车								6780

表 7-2-20 装载 1.5t 矿车的多绳提升罐笼技术参数

罐笼型号	矿车型号	乘人面积/m^2		乘人数/位	载车数/辆	罐笼总装载量/t	罐体自重/t	最大终端载荷/kN	首绳		尾绳				组合钢罐道宽度/mm	适用的多绳摩擦轮提升机型号
		一层面积	总面积						直径/mm	数量	圆绳		扁绳			
											直径/mm	数量	(宽×厚)/(mm×mm)	数量		
GDG1.5/6/2/2	MGC1.7-6	2.9	5.8	32	2	6.84	6.56	280	24	6	34	3	113×19	2	180	JKM2.8×6
									28	4	43	2				JKM2.8×4
GDG1.5/6/2/2K		4	8	44			7.58	290	24	6	34	3				JKM2.8×6
									28	4	43	2				JKM2.8×4
GDG1.5/6/2/4		5.5	11	60	4	13.68	10.78	550	32	6	46	3	166×26			JKM3.5×6
									39	4	60.5	2				JKM4×4
GDG1.5/9/2/4	MGC1.7-9	5.8	11.6	64		14.68	10.93	570	33	6	52	3				JKM3.5×6
								560	39.5	4	60.5	2				JKM4×4
GDG1.5/6/2/4K	MGC1.7-6	7.6	15.2	84		13.68	11.91		32	6	47.5	3				JKM3.5×6
									39.5	4	60.5	2				JKM4×4
GDG1.5/9/2/4K	MGC1.7-9	7.6	15.2	84		14.68	11.88	580	33	6	52	3				JKM3.5×6
								570	39.5	4	60.5	2				JKM4×4
GDG1.5/6/3/4	MGC1.7-6	5.5	16.5	90		13.68	12.57	580	33	6	52	3				JKM3.5×6
								570	39.5	4	60.5	2				JKM4×4
GDG1.5/9/3/4	MGC1.7-9	5.8	17.4	96		14.68	12.77	610	34.5	6	52	3	177×28			JKM3.5×6
GDG1.5/6/3/4K	MGC1.7-6	7.6	22.8	126		13.68	13.93									
GDG1.5/9/3/4K	MGC1.7-9	7.6	22.8	126		14.68	13.98	620								

注：首、尾绳及绞车规格均以井深为 1000m 选型计算。

表 7-2-21 装载 3t 矿车的多绳提升罐笼技术参数

罐笼型号	矿车型号	乘人面积/m^2		乘人数/位	载车数/辆	罐笼总装载量/t	罐体自重/t	最大终端载荷/kN	首绳		尾绳				罐道宽度/mm	适用的多绳摩擦提升机型号
											圆绳		扁绳			
		单层面积	总面积						直径/mm	数量	直径/mm	数量	(宽×厚)/(mm×mm)	数量		
GDG/3/9/1/1	MGC3.3-9	5.95	5.95	33	1	6.62	8.35	354.4	32	4	48.5	2	143×24	2	180	JKM-3.25×4
							8.41	386.9	28	6	43	3	113×29	3		JKM-2.8×6
GDG/3/9/2/2			11.90	66	2	13.23	11.35	554.3	39.5	4	58	2	192×31	2		JKM-4×4
							11.37	567.8	33	6	52	3	147×24	3		JKM-3.5×6
GDG/3/9/3/2			17.85	99	2	13.23	13.45	574.9	39.5	4	58	2	192×31	2		JKM-4×4
							13.47	588.4	33	6	52	3	147×24	3		JKM-3.5×6
GDG/3/9/1/1K		6.89	6.89	38	1	11.00	8.70	460.0	36.5	4	56	2	163×27	2		JKM-4×4
							8.75	481.0	31	6	47.5	3	139×23	3		JKM-3.5×6
GDG/3/9/2/2K			13.78	76	2	13.23	12.14	590.9	41	4	65	2	177×28	2		JKM-4.5×4
							12.16	594.4	34.5	6	52	3	155×26	3		JKM-3.5×6
GDG/3/9/3/2K			20.67	114	2	13.23	14.35	583.7	39.5	4	58	2	192×31	2		JKM-4×4
							14.37	597.2	33	6	52	3	147×24	3		JKM-3.5×6

注：1. 首绳、尾绳及提升机系按 1000m 井深选型计算，仅供参考。

2. 单层单车宽罐笼（GDG3/9/1/1K）总载荷按装运液压支架考虑。

3. 表中首绳公称抗拉强度：一、二层罐笼按 1570MPa 计算，三层罐笼按 1770MPa 计算。

4. 表中罐体自重含有滚轮罐耳质量。

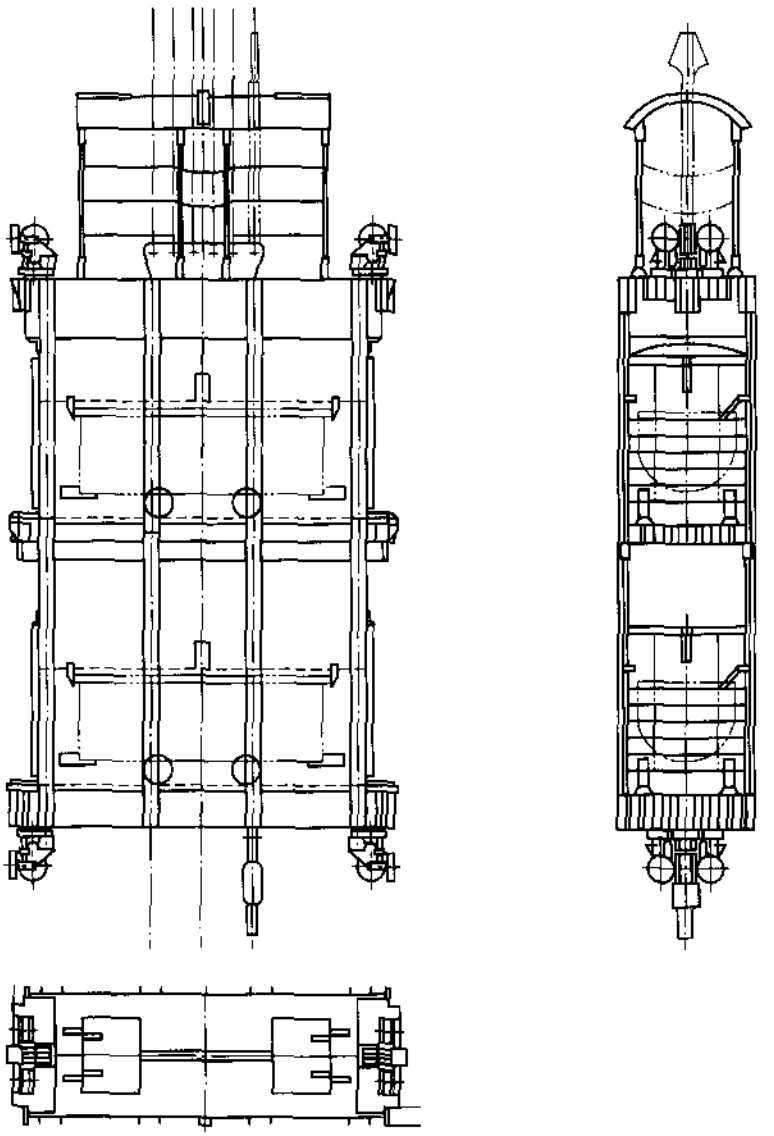


图 7-2-9 二层二车的多绳提升罐笼

2.2.3 提升容器的附属设备

滚轮罐耳是配合刚性钢罐道使用的罐笼或箕斗的导向装置，其结构如图 7-2-10、图 7-2-11 所示，其基本参数值见表 7-2-22。

尾绳连接装置是针对多绳摩擦提升的尾绳与容器的连接而设置的，有扁尾绳和圆尾绳两种，如图 7-2-12 和图 7-2-13 所示。

箕斗附加重锤装置为解决多绳摩擦提升防滑问题而设。其结构如图 7-2-14 所示。

XS 型自动压紧楔形绳环主要解决主绳与容器的固定问题，结构如图 7-2-15 所示。

提升容器悬挂装置把摩擦提升钢丝绳与容器相连接，可在一定范围内自动调节多绳摩擦提升的张力平衡，结构如图 7-2-16 所示，技术参数见表 7-2-23。

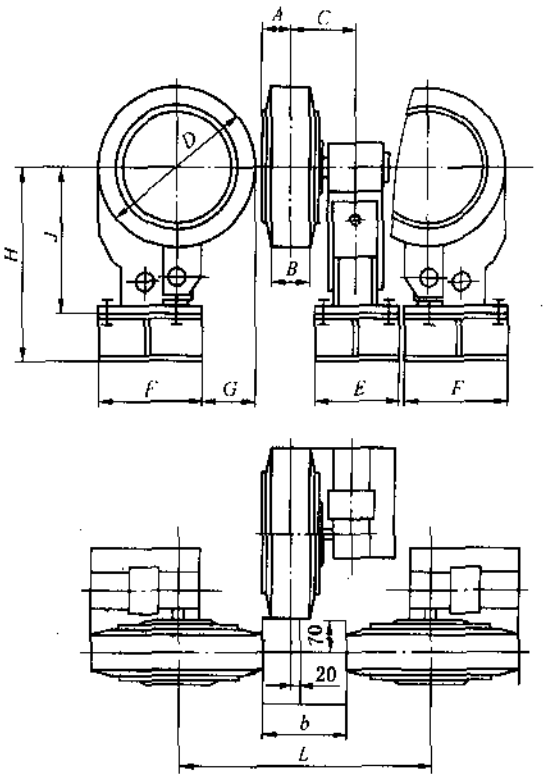


图7-2-10　单排轮滚轮罐耳

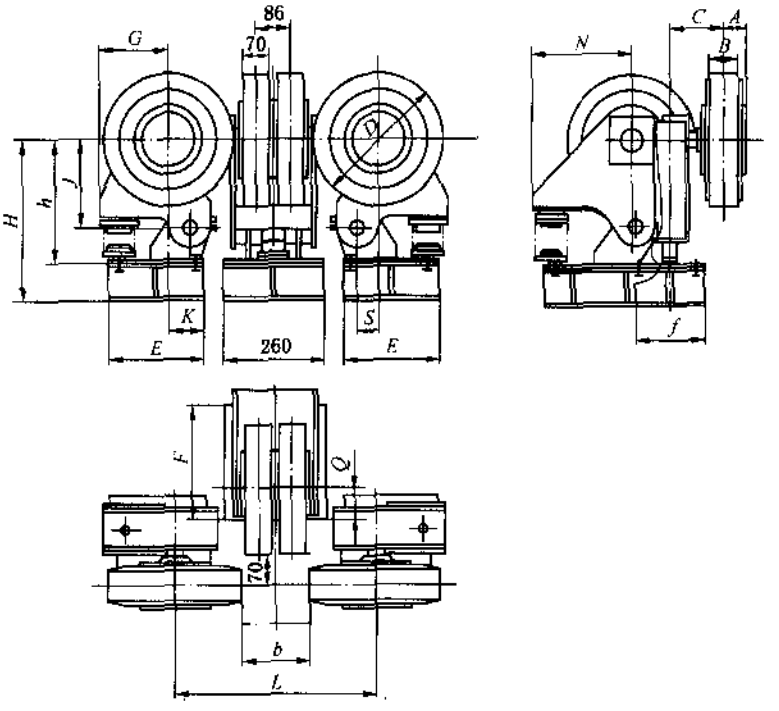


图7-2-11　双排轮滚轮罐耳

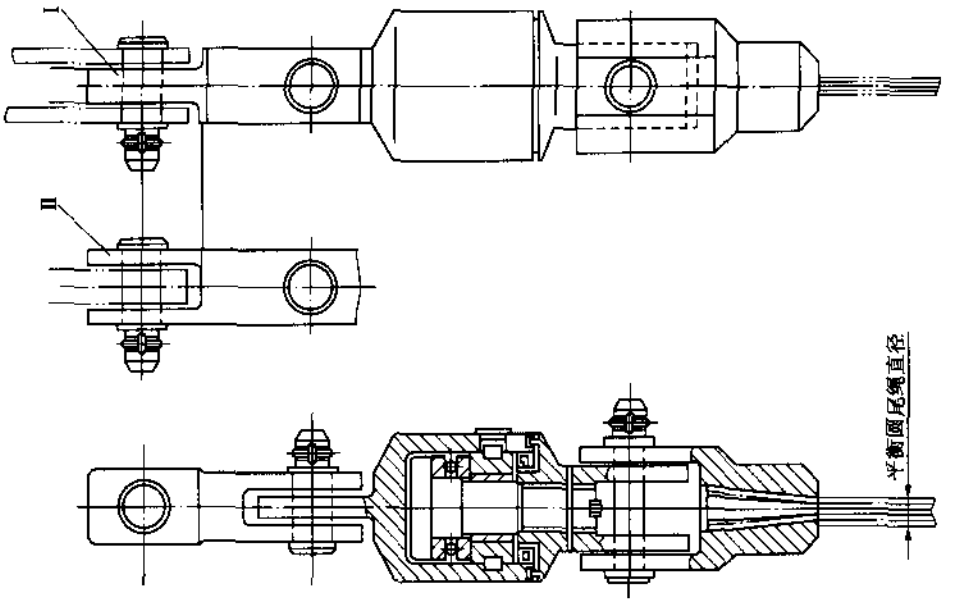


图 7-2-13 WY 型圆尾绳连接装置

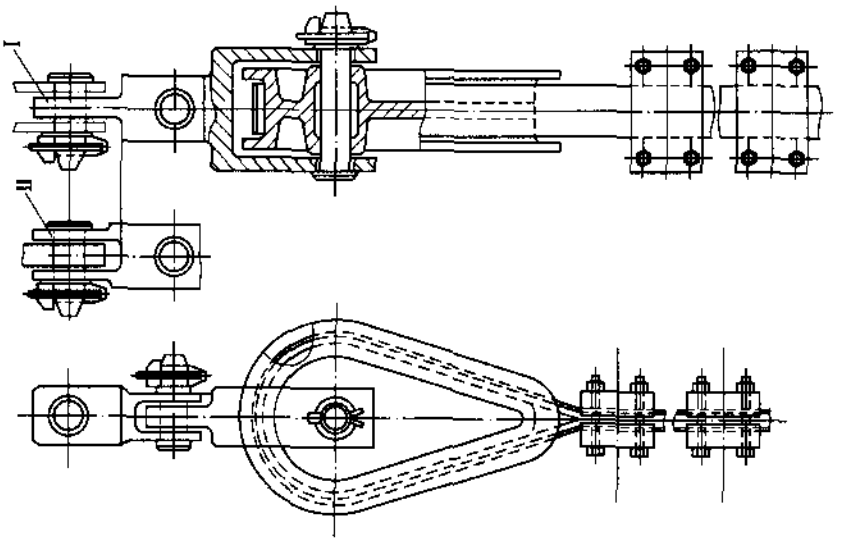


图 7-2-12 XWB 型扁尾绳连接装置

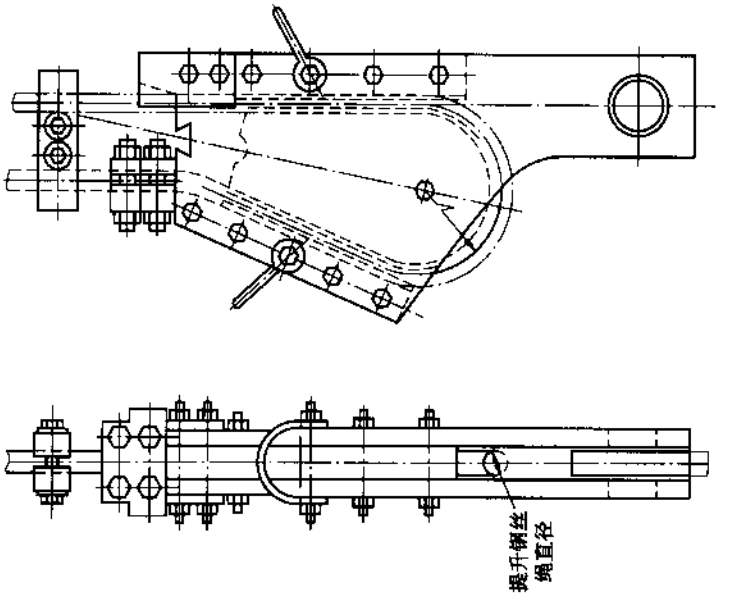


图7-2-15　XS型自动压紧楔形绳环

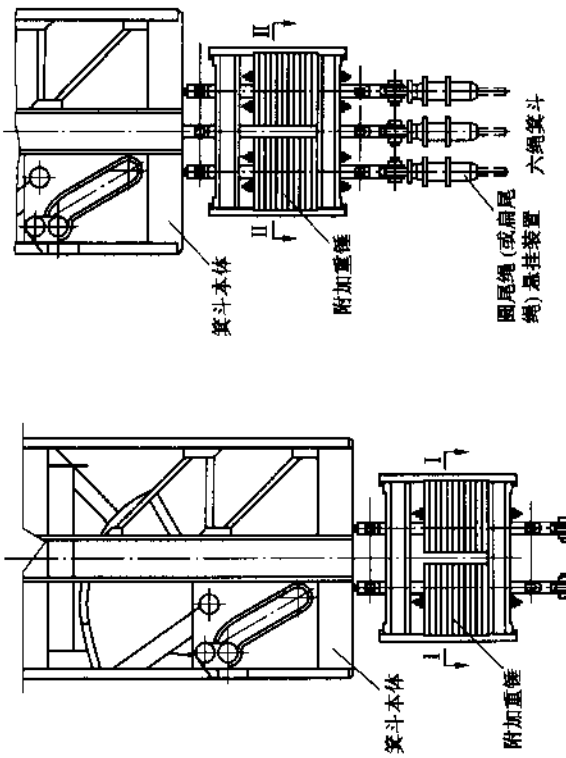


图7-2-14　箕斗的附加重锤

表 7-2-22 滚轮罐耳装置的基本参数及尺寸

滚轮罐耳装置型号		L25	L30	L35	LS30	LS35
承受最大水平力/kN		12	16	24	20	28
质量/kg		111	172	237	191	259
缓冲行程/mm		13	13.16	12.65	13.11	12.4
主要尺寸/mm（参照图 7-2-10 和图 7-2-11）	*A*	50	50	55	50	55
	B	80	80	90	80	90
	C	110	120	130	120	130
	D	250	300	350	300	350
	E	146	170	180	220	250
	F	160	200	220	290	300
	f	—	—	—	180	180
	N	—	—	—	220	250
	G	100	110	130	160	175
	H	340	400	400	405	435
	h	—	—	—	310	340
	J	260	300	300	210	230
	K	—	—	—	70	95
	S	—	—	—	40	60
	Q	—	—	—	80	80
	b	180 或 200				
	L	*D*+*b*				

注：表中质量值是 3 个单轮为一组的质量。

表 7-2-23 提升容器悬挂装置技术参数

型　　号	XSZ（YXZ）600	XSZ（YXZ）900	XSZ（YXZ）1350	XSZ（YXZ）1700	XSZ（YXZ）2000	XSZ（YXZ）2500	XSZ（YXZ）3000	XSZ（YXZ）4000
单架设计破坏载荷/kN	600	900	1350	1700	2000	2500	3000	4000
适用钢丝绳直径/mm	15～20	19～28	28～35	30～40	35～45	40～50	45～55	55～65
提升绳数/根	4 或 6							
允许的最小提升间距/mm	200		250		300			
最大调绳距离/mm	355	540	685	735	865	898	1130	933
单架设备自重/kg	157	242	434	672	770	1198	1345	1678
其中 XSD 型标准绳环重/kg	46	77	136	250	250	430	430	630

2.2.4　罐笼防坠器

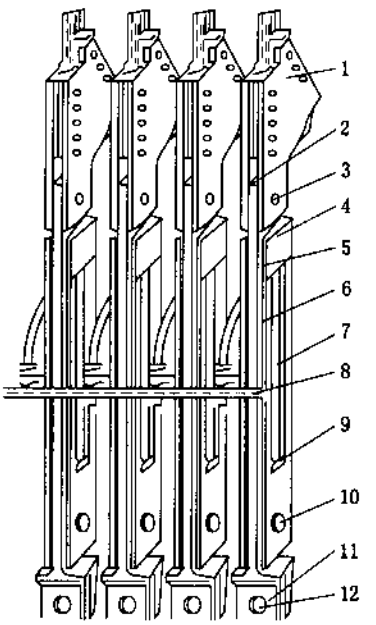
防坠器是罐笼上的一个重要组成部分，当提升钢丝绳或连接装置断裂时，它可以使罐笼平稳地支承到井筒中的罐道或制动绳上，避免罐笼坠入井底，造成事故。对立井防坠器的要求是：

（1）保证在任何条件下，无论提升速度和终端载荷有多大，都能平稳可靠地制动下坠的罐笼。

（2）在制动下坠的罐笼时，为了保证人身和设备的安全，在最小终端载荷时（空罐只乘 1 人）制动减速度不应大于 $50m/s^2$，延续时间不超过 0.2～0.5s；在最大终端载荷时（矸石罐）制动减速度不应小于 $10m/s^2$。

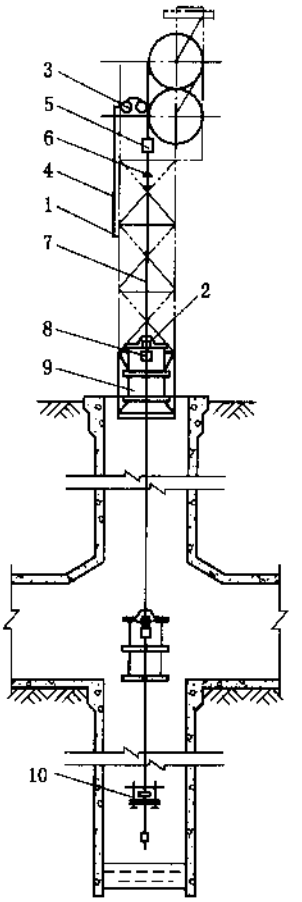
（3）结构简单，动作灵活，便于检查和维护，不误动作，重力要轻。

（4）防坠器的空行程时间，即从断绳到防坠器发生作用的时间不大于 0.25s。



1—楔形绳环；2—中板；3—上连接销；4—挡板；5—压板；6—侧板；7—连通液压缸；8—连接组件；9—垫块；10—中连接销；11—换向叉；12—下连接销

图 7-2-16　XSZ（YXZ）型多绳提升钢丝绳张力自动平衡悬挂装置



1—锥形杯；2—导向套；3—圆木；4—缓冲绳；5—缓冲器；6—连接器；7—制动绳；8—抓捕器；9—罐笼；10—拉紧装置

图 7-2-17　BF 型防坠器系统

(5) 防坠器每天要有专人检查，每半年进行一次不脱钩检查性试验，每年进行一次脱钩性试验，对大修后的防坠器或新安装的防坠器必须进行脱钩试验，合格后方可使用。

BF 型制动绳防坠器是目前常用的防坠器，可以配合 1t、1.5t 和 3t 矿车双层双车或单层单车罐笼使用。BF 型防坠器整个系统布置如图 7－2－17 所示。制动绳 7 的上部通过连接器 6 与缓冲绳 4 相连，缓冲绳通过装于天轮平台导向套 2 上的缓冲器之后，绕过圆木 3 自由地悬垂于井架的一边，绳端用合金浇铸成锥形杯 1，以防止缓冲绳从缓冲器中全部拔出。制动绳的另一端穿过罐笼 9 上的抓捕器 8 之后垂到井底，用拉紧装置 10 固定在井底水窝的固定梁上。

BF 型防坠器的开动机构和传动机构如图 7－2－18 所示。开动机构和传动机构是相互连在一起的组合机构，由断绳时自动开启的弹簧和杠杆两部分组成。抓捕机构采用背面带滚子的楔形抓捕器，其结构如图 7－2－19 所示。缓冲机构采用安装在井架平台上的缓冲器，其结构如图 7－2－20 所示。

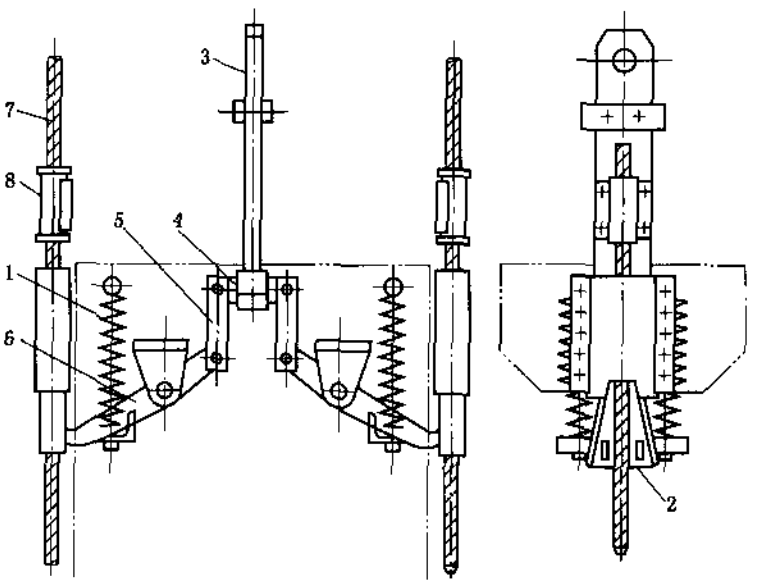
2.2.5 箕斗装载设备

1. 定量输送机装载设备

定量输送机装载设备如图 7－2－21 所示，它主要由煤仓、定量输送机、活动过渡溜槽、中间溜槽、负荷传感器、煤仓闸门等部分组成。

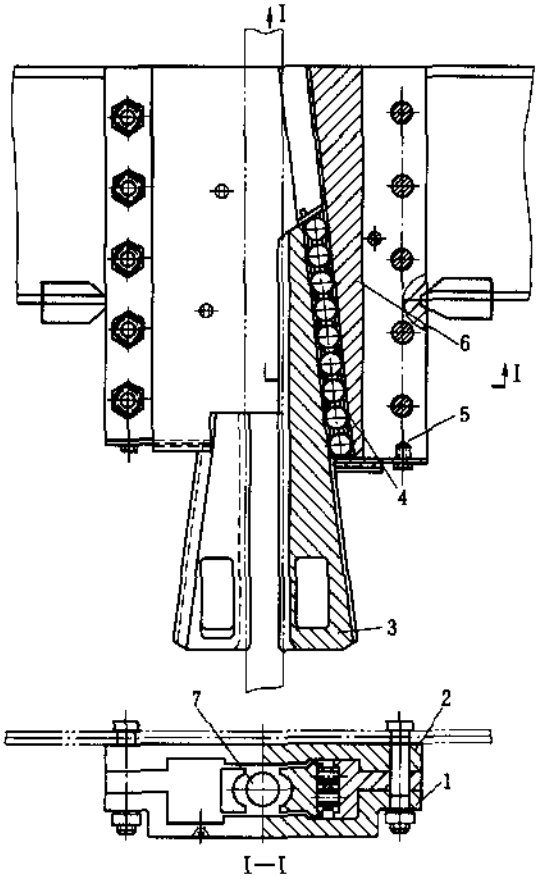
2. 定量箕斗装载设备

定量箕斗装载设备示意图如图 7－2－22 所示。名义装载载荷分为 4t、6t、9t、12t、16t、20t、25t、32t、40t、50t 等 10 档。定量箕斗装载设备主要由斗箱、溜槽、闸门、控



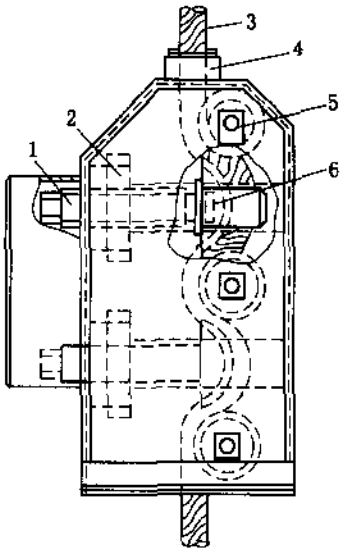
1—弹簧；2—滑楔；3—主拉杆；4—横梁；5—连板；6—拨杆；7—制动绳；8—导向套

图 7－2－18 防坠器开动机构和传动机构简图



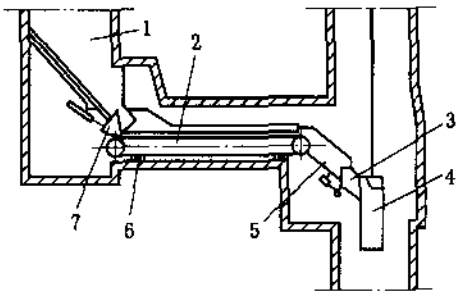
1—上壁板；2—下壁板；3—滑楔；4—滚子；5—下挡板；
6—背楔；7—制动钢丝绳

图7-2-19　抓捕器结构



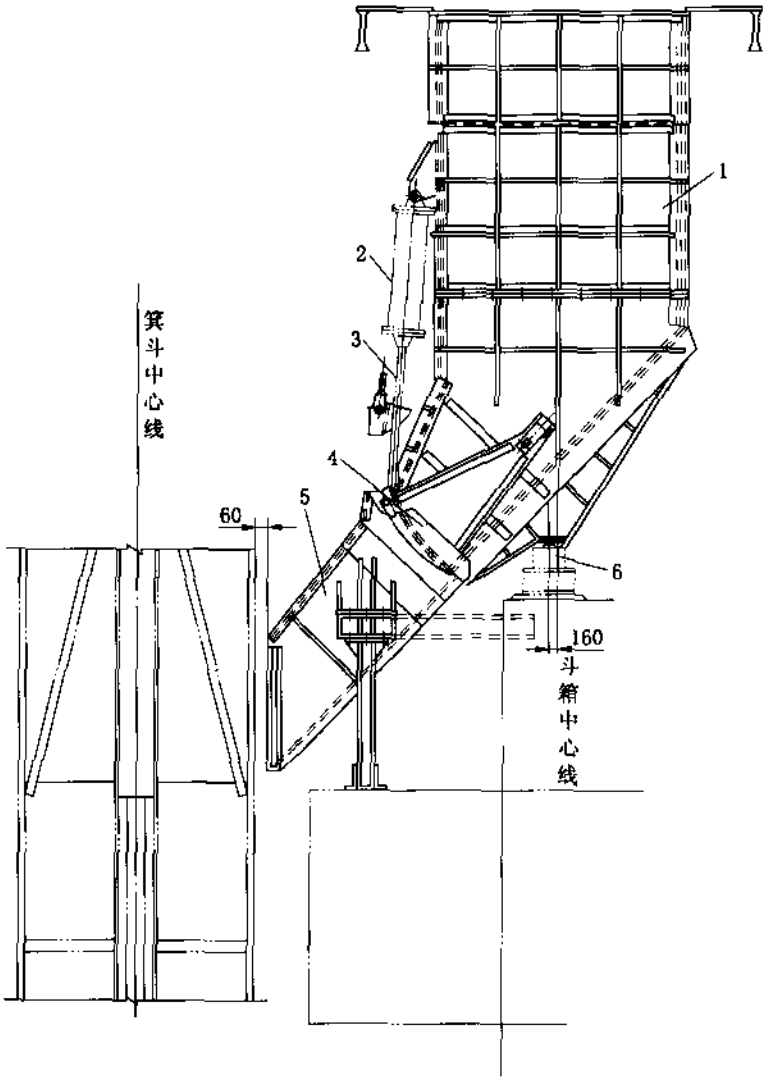
1—螺杆；2—螺母；3—缓冲钢丝绳；
4—密封；5—轴；6—滑块

图7-2-20　缓冲器结构



1—煤仓；2—定量输送机；3—活动过渡溜槽；4—簸斗；5—中间溜槽；
6—负荷传感器；7—煤仓闸门

图7-2-21　定量输送机装载设备



1—斗箱；2—控制缸；3—拉杆；4—闸门；5—溜槽；6—压磁测重装置

图 7-2-22 定量箕斗装载设备示意图

制缸和测量装置等部分组成。

3. 板式定量输送机装载系统

板式定量输送机装载系统如图 7-2-23 所示，该系统由井底煤仓大闸门、板式定量输送机、平板分配闸门及装载溜槽组成。当箕斗在井上卸载完毕往井下运行若干秒后，定量输送机慢速启动，井底煤仓大闸门打开，向输送机装煤，承重传感器发出信号后关闭闸门，输送机停车。箕斗到位后，平板分配闸门动作，开通装载溜槽通路，定量输送机开车，快速向箕斗装煤，将机上的煤装完后，承重传感器发出信号，箕斗上提，定量输送机转成慢速为下一箕斗储煤，完成下一个循环。

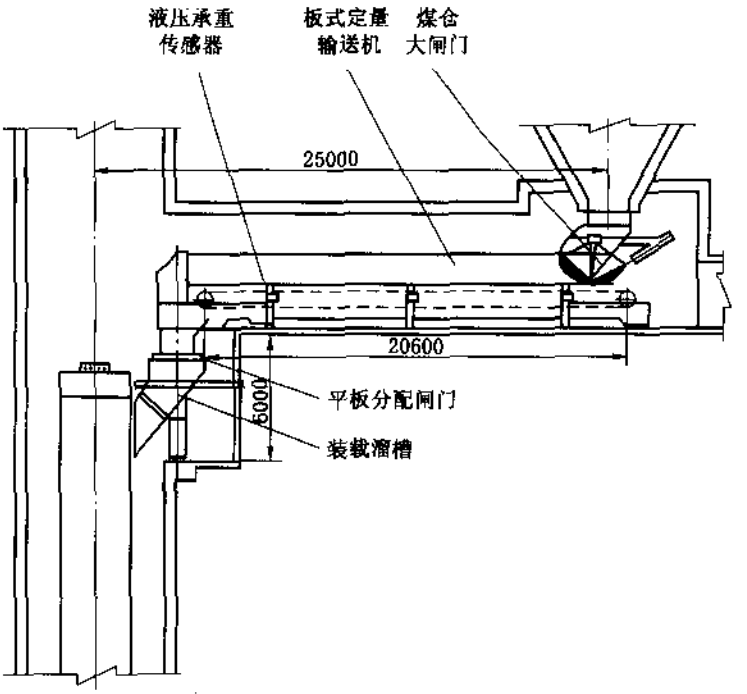


图7-2-23　板式定量输送机装载系统

2.2.6　箕斗卸载设备

立井提升系统中，箕斗卸载方式一般分为固定曲轨卸载和外动力卸载。

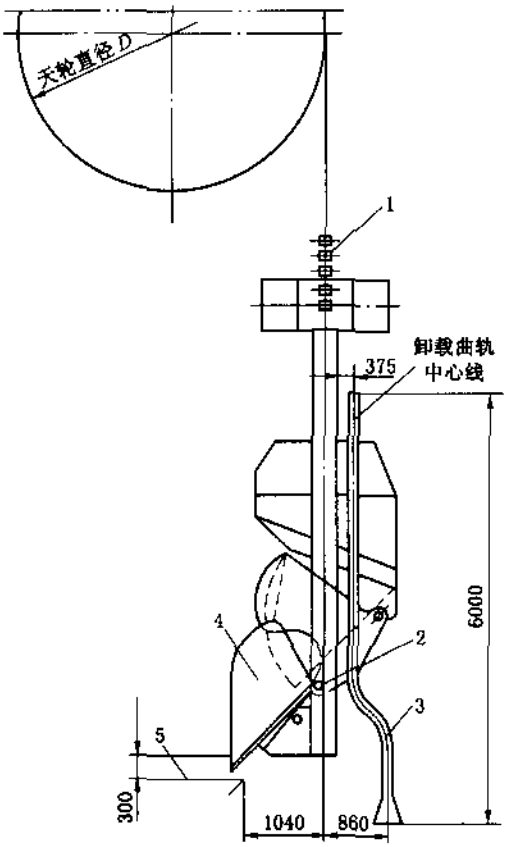
1. 固定曲轨卸载

箕斗在进入曲轨时即开始逐渐打开闸门卸载，当进入停止位置，闸门开到最大位置时，煤以最大量卸载，卸载完毕可直接开车，闸门在箕斗下行时自动关门。这种卸载方式无需附加外动力设施，简化了卸载操作程序，运行及维护费用低，卸载时间较短。但其缺点是箕斗闸门上的滚轮进入卸载曲轨时，会对箕斗、井塔产生冲击；卸载过程中有较大的水平力作用在套架上；需设立低速爬行段，箕斗上升行程需增大1.5～2.5m，总的提升时间有所加大，并造成井塔的高度增加；卸载过程中撒煤量较大。

箕斗在卸载曲轨进行卸载时的位置关系如图7-2-24和图7-2-25所示。

2. 外动力卸载

当箕斗到达井口卸载位置停稳后，利用外动力（汽缸+卸载小车）将箕斗闸门打开，卸载完毕后，又用外动力关闭箕斗闸门。这种卸载方式无需增加提升高度，开闭闸门时对套架冲击力较小，能延长箕斗、钢丝绳寿命，箕斗卸载位置固定；可设置防撒舌板来减少撒煤量；提升可采用三阶段速度图，能缩短提升循环时间。但其缺点是需要增设动力设备，在动力设备及联锁控制设置不佳时卸载时间稍长，设备投资和维护费用也有所增加。对于大箕斗提升，为避免重箕斗在卸载过程中对套架、井塔产生过大的冲击，保证设备运行的稳定性、可靠性，多采用外动力方式卸载。



1—提升绳绳卡；2—卸载滚轮；3—卸载曲轨；4—扇形箕箕嘴；5—接受仓上部边缘

图 7-2-24 底扇形闸门卸载曲轨与接受煤仓位置关系图

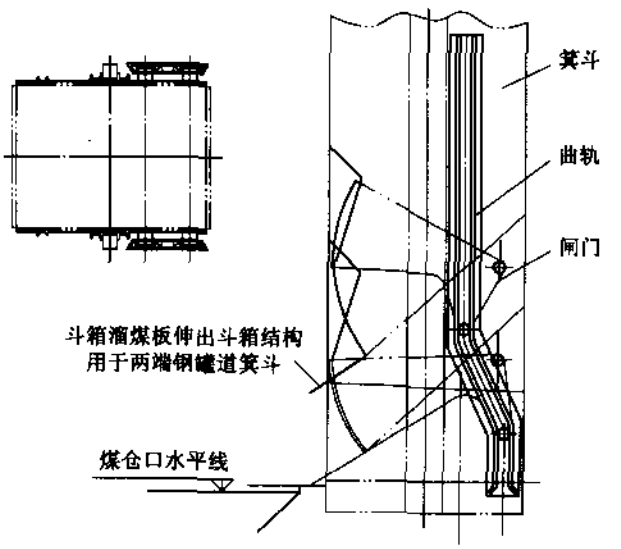


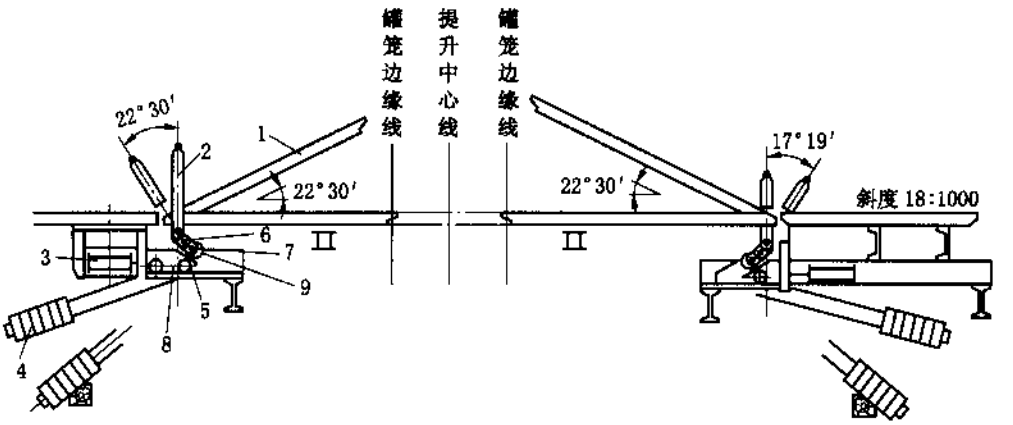
图 7-2-25 上开式扇形闸门卸载曲轨与接受煤仓位置关系图

2.2.7　罐笼承接装置

罐笼承接装置有承接梁、罐座及摇台 3 种形式。过去设计的矿车，一般井口用罐座，井底用承接梁，中间水平用摇台，但在新设计的矿井中不采用罐座和承接梁，而采用摇台。

1. 摇台

摇台是由能绕转轴转动的两个钢臂组成，如图 7－2－26 所示。摇台的应用范围广，井底、井口及中间水平都可使用，特别是多绳摩擦提升必须使用摇台。



1—钢臂；2—手把；3—动力缸；4—配重；5—轴；6—摆杆；7—销子；8—滑车；9—滚子

图 7－2－26　摇台结构

使用钢丝绳罐道的罐笼，用摇台作承接装置时，为防止罐笼由于进出车的冲击造成罐笼摆动过大，可在井口与井底的金属支撑结构上专设一段刚性罐道（也称稳罐道）进行稳罐。稳罐道与罐笼上的稳罐罐耳相配合使用。在中间水平时，因不能设刚性罐道，可采用气动或液动的专门稳罐装置。当罐笼停于中间水平时，稳罐装置可自动伸出凸块将罐笼抱稳。

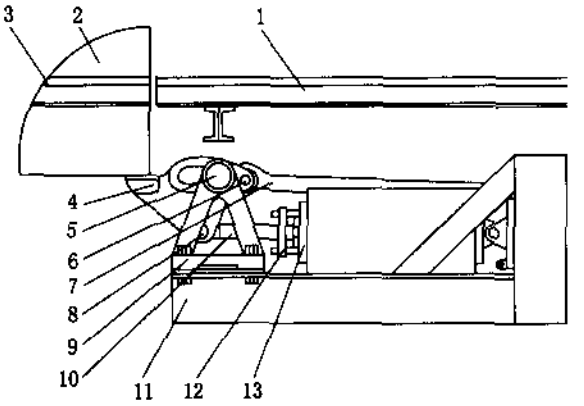
2. THT 型罐笼井底自适应补偿托罐摇台

THT 型摇台的原理是利用强力弹簧蓄能器作为缓冲阻力，吸收罐笼落罐时的动能。当罐笼以爬行速度正常落罐时，由于该装置有一定初始托罐力，从而托住罐笼；当罐笼高速下落时，罐笼可以使托爪向下翻转，这样就避免了蹲罐事故的发生，解决了现有摇台由于钢丝绳的弹性伸长而造成反复调罐来装卸矿车的缺点。该装置的特点是能确保上、下井口同时对罐，具有托罐稳罐、防蹲缓冲功能。

3. KHT 型缓冲阻尼同步摇台

KHT 型缓冲阻尼同步摇台结构如图 7－2－27 所示。该装置整体由托罐承接部分、缓冲阻尼部分和传动部分组成，主要的传动方式可分为手动操作、气动操作和液动操作。当罐笼提物以爬行速度缓慢下落时，信号工可扳动手柄（或点动气动按钮、液动按钮），推拉杆推动同步弹性轴，带动托爪使其推出，托爪在液压阻尼缓冲系统的弹性力作用下，给

出一定托力，承接缓慢落下的罐笼。罐笼落稳后（罐笼内轨面应稍低于进车侧轨面、稍高于出车侧轨面），直接利用轨道实现与罐笼内轨面搭接要求，即可进出矿车。当发生过放时，罐笼高速落下，罐笼的向下冲击力大于所设定的缓冲阻力时，托爪以大销轴为回转支点下翻，使罐笼通过。



1—进车侧轨道；2—罐笼；3—罐笼内轨道；4—托爪；5—大销轴；6—同步弹性轴；7—推拉杆；8—小销轴；9—大支架；10—主轴；11—机座；12—调力装置；13—液压阻尼缓冲系统

图 7-2-27 KHT 型缓冲阻尼同步摇台结构

2.2.8 安全门及推车装置

2.2.8.1 安全门

常用的安全门有手动安全门、气动安全门和液动安全门 3 种。气动安全门和液动安全门均由井口信号工在操作室内实行集控操作，所以比较容易实现《煤矿安全规程》中的规定："立井使用罐笼提升时，井口、井底和中间运输巷的安全门必须与罐位和提升信号联锁；罐笼到位并发出停车信号后安全门才能打开；安全门未关闭，只能发出调平和换层信号，但发不出开车信号；安全门关闭后才能发出开车信号；发出开车信号后，安全门打不开。"

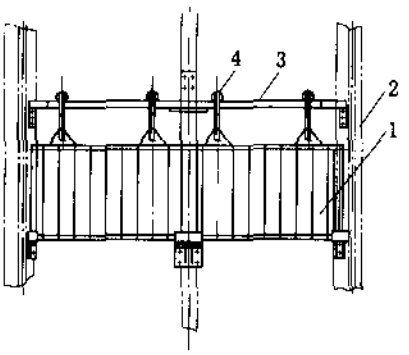
手动安全门在一些老矿井中较常见。手动安全门的开与闭是由井口推车工或把钩工来控制完成。常用的手动安全门结构如图 7-2-28 所示。

气动安全门结构如图 7-2-29 所示，其组成主要是安全门、滑轮、横梁、气动缸等部件。这种气动安全门的优点是安全门、摇台及阻车器全为集中控制，容易实现闭锁和自动化的规定，节省劳力，安全可靠。其缺点主要是增加了井口装备和日常维修量。如需向井下运送长料时，需将安全门及导轨临时拆除，待完成任务后再安装上。针对这些问题，新型安全门设计中采用液压马达或液压缸直接驱动，并将传动机构封闭在门的横梁导轨内，运行速度可根据现场要求通过调节阀进行调速，使整个系统运转平稳可靠。

2.2.8.2 推车装置

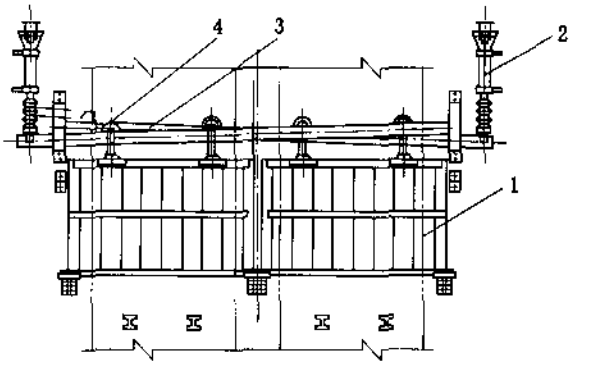
1. 链式推车装置

链式推车装置由气动摇台、气动钩式阻车器、气动压轮阻车器和电动链式装罐推车机



1—安全门；2—立柱；3—横梁；4—滑轮

图 7-2-28　手动安全门结构



1—安全门；2—气动缸；3—横梁；4—滑轮

图 7-2-29　气动安全门结构

等设备组成。其中链式推车机由双层链组成，下层圆环链通过头、尾两链轮闭合，上层套筒滑块链作为推杆由销轴与圆环链连为一体。链轮由传动装置（电动机、减速器、制动器等）驱动并带动推杆沿滑道推车。其结构特点如下：

（1）链式推车机的摇台、阻车器、安全门的动力是风，因此必须有风源、风包、电磁换向阀、消声器等。安装费时，使用中容易漏气，但执行动作迅速，反应灵敏。

（2）由于链式推车机受工字钢滑道上下两沿的限制，推车机上下摇台的极限角度为 6°，角度太大时，链节的链板就会因碰到滑道的上沿或下沿而无法前进，需采用长臂摇台。

（3）气动钩式阻车器设有两组橡胶弹簧，其吸震能力强、使用寿命长。当阻车器关闭后，若发生事故性气源切断时亦能保证自动关闭阻爪，具有可靠的自锁性能。

（4）气动压轮阻车器可以同时制动矿车车轮和缓冲器，其橡胶弹簧吸震能力强，能承受窜车的冲击，且有压轮板固定和可旋转两种结构形式，可分别满足线路上通行矿车或大型平板车时的不同需求。

（5）电动链式装罐推车机的推杆内装有涡卷弹簧，有较大的吸震能力，使矿车启动与运行平稳；推爪能将矿车推送到罐笼内的正常位置，使装车准确可靠。

由于链式推车机传动机构较复杂，故障点多，在井下淋水煤泥环境里容易出问题。链传动机的圆环链与托链槽、推车机构的滑块与滑道都是滑动运行，推爪的摩擦阻力始终伴随推车全过程，磨损很快，而且链式推车机圆环链传动机构在轨面以下，一旦断链，由于托链槽和支承装置的阻碍，维护很不方便。链式推车机构往复运动是靠电动机正反运转来实现，在短程操车工况下启动频繁，电动机及控制系统始终处于启动电流下工作，这也导致其寿命短、故障多。但链式推车机的推力较大，能满足重型设备的推车任务。

2. 销齿推车装置

销齿推车装置是利用销齿传动原理，由传动齿轮直接驱动销车上的销轴，从而使销车作为推杆沿轨道前进推车，传动齿轮由液压马达直接驱动。其结构简单，因此故障点少，而且销车基本在轨面以上，拆装方便，即便出了问题也容易维修。另外销齿推车装置传动

环节少，液压驱动过载缓冲性能好，而且销车是滚动运行，磨损很轻，效率也远远高于链式推车机。销齿推车装置摇台附近的轨道都是角钢，无上沿。摇台有上下坡时，销车两端部的一对滚轮可以脱离轨道下沿，销车端部可以高出推车机轨道的上沿而不受限制，因此销齿推车装置的爬坡角度可为10°左右。

销齿推车设备采用全液压控制，冲击小，无噪声，有溢流保护功能，所以不论是推车机还是其他设备，发生过载、碰撞事故时，设备都不受损害。电控采用微机控制，闭锁可靠，设备运行行程、时间可由操作工在操纵台上随时调整。

2.3 提升钢丝绳的选型计算

提升钢丝绳是矿井提升设备的一个重要组成部分，它的可靠性关系到矿井的正常生产和人员的生命安全。在整个矿井服务年限中，钢丝绳是需要经常更换的易耗品，所以其选型关系到提升设备的经济运转问题。

2.3.1 提升钢丝绳的结构与分类

2.3.1.1 提升钢丝绳的结构

矿用提升钢丝绳都是丝→股→绳结构，即先由钢丝捻成绳股，再由绳股捻成绳。提升钢丝绳各部分名称如图7-2-30所示。制造提升钢丝绳的钢丝是由优质碳素结构圆钢冷拔而成的，一般直径为0.4~4mm，钢丝的抗拉强度为1400~2000N/mm^2，我国多用抗拉强度为1550N/mm^{2}和1700N/mm^{2}的钢丝绳。为了增加抗腐蚀能力，钢丝表面可以镀锌，称为镀锌钢丝，未镀锌的称为光面钢丝。此外还可以用钢丝韧性来标志，分为特号、I号和II号3种。提升矿物用的钢丝绳可以选用特号或I号钢丝来制造，提升人员用的钢丝绳只允许用特号钢丝来制造。

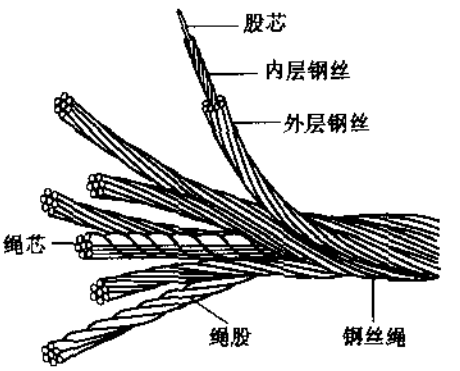


图7-2-30 提升钢丝绳结构

2.3.1.2 提升钢丝绳的分类

提升钢丝绳有很多种，因结构不同性能也各不相同。图7-2-31所示为各种不同类型的提升钢丝绳。

（1）依照绳股在绳中的捻向可分为：左捻钢丝绳，即股在绳中以左螺旋方向捻绕；右捻钢丝绳，即股在绳中以右螺旋方向捻绕。

（2）依照钢丝在股中和股在绳中捻向的关系可分为：同向捻（顺捻）钢丝绳，即股和绳的捻制方向相同；交互捻（逆捻）钢丝绳，即股和绳的捻制方向相反。同向捻钢丝绳比较柔软，表面比较光滑，弯曲应力较小，因而寿命较长，但有较大的恢复力，容易旋转打结；交互捻钢丝绳则与上述特点相反。习惯上又把以上两种分类方法结合起来，分为右同向捻、左同向捻、右交互捻、左交互捻4种，如图7-2-32所示。

（3）依照钢丝在股中的接触情况可分为点接触、线接触和面接触3种。点接触式钢丝绳，股中内外层钢丝以等捻角不等捻距（跨越捻）来捻制，一般以相同直径的钢丝来制造，钢丝间呈点接触状态，如图7-2-33a所示。线接触式钢丝绳，股中内外层钢丝以

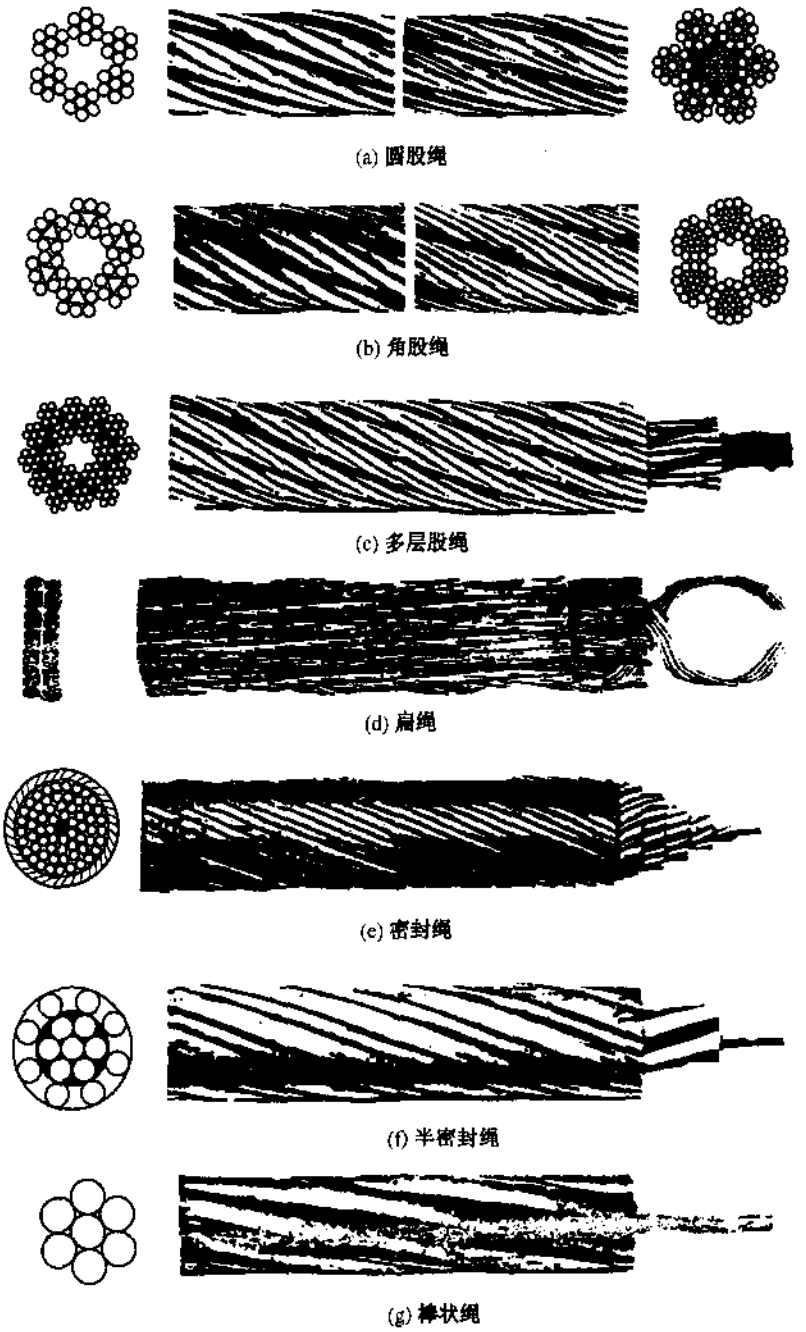


图 7-2-31　不同类型的提升钢丝绳

等捻距不等捻角（等距离）来捻制，一般以不同直径的钢丝来制造，钢丝间呈线接触状态，如图 7-2-33b 所示。两种绳相比，线接触绳比较柔软，无压力集中现象，寿命较长。为了改善丝间的接触状态，将线接触式钢丝绳的绳股经特殊碾压加工，使钢丝产生塑

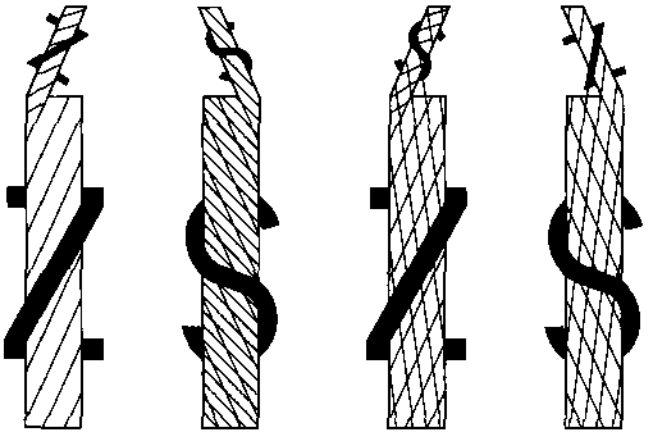


图 7-2-32 钢丝绳的捻向

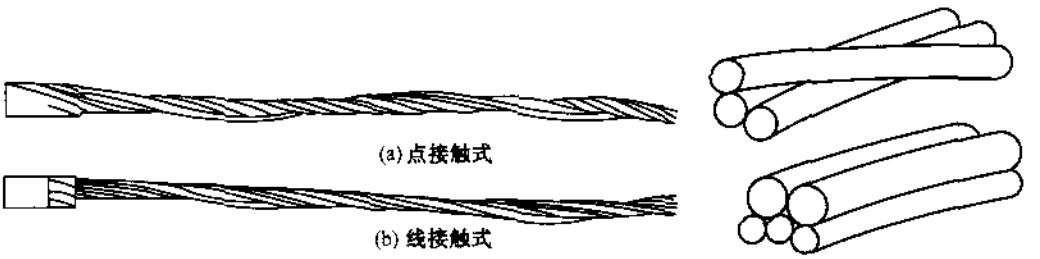


图 7-2-33 绳股中钢丝接触情况

性变形，形成钢丝间呈面接触状态，然后再捻制成绳，称为面接触式钢丝绳。所有线接触钢丝绳均可制成面接触式钢丝绳。面接触式钢丝绳结构紧密，表面光滑，抗磨损和抗腐蚀性能好，寿命较长。

（4）依照绳股断面形状分为圆股绳和异形股绳。最常用的为圆股绳，这种绳的绳股断面为圆形。异形股绳断面形状为三角形或椭圆形，提升应用最多的是三角股绳（椭圆股则用以制造多层股不旋转绳）。三角股绳具有承压面积大、抗磨损、强度大和寿命长等优点。

（5）特种钢丝绳。除了上面介绍的一些钢丝绳以外，还有一些结构比较特殊的钢丝绳。多层股不旋转钢丝绳，由二层或三层绳股捻成，各层捻向相反，因而克服了钢丝绳的旋转性，适用于作凿井提升绳或生产矿井提升尾绳。密封钢丝绳和半密封钢丝绳，属于单股结构，最外一层是用异形钢丝彼此互相锁住（又称锁丝绳），它的特点是密实、表面光滑、耐磨和耐腐蚀性能好、不旋转、弹性伸长小，但挠性差、制造技术复杂，适用于作罐道绳，国外也有用作提升钢丝绳的。扁钢丝绳，是一种扁平钢丝绳，一般为手工编制，生产效率低，但这种绳有很大的挠性，又不旋转，所以有些矿井用来作尾绳。

2.3.2　提升钢丝绳选型

2.3.2.1　钢丝绳的安全系数

安全系数是指钢丝绳钢丝拉断力的总和与钢丝绳的最大静拉力之比。《煤矿安全规程》对提升钢丝绳的安全系数规定见表 7－2－24。由于较长的钢丝绳具有较大的吸收冲击应力的能力，以及深井提升时终端载荷与钢丝绳本身重力之比减少等因素，许多国家都采用“随井深增加而降低安全系数值”的概念。

表 7－2－24　提升和悬挂用的新钢丝绳在悬挂时的安全系数值

用途分类			安全系数的最低值	说明
单绳缠绕式提升装置	专为升降人员		9	
	升降人员和物料	升降人员时	9	混合提升指多层罐笼同一次在不同层内提升人员和物料
		混合提升时	9	
		升降物料时	7.5	
	专为提升物料		6.5	
摩擦轮式提升装置	专为升降人员		$9.2-0.0005H$	H 为钢丝绳悬挂长度，单位为“m”
	升降人员和物料	升降人员时	$9.2-0.0005H$	
		混合提升时	$9.2-0.0005H$	
		升降物料时	$8.2-0.0005H$	
	专为提升物料		$7.2-0.0005H$	
倾斜钢丝绳牵引带式输送机	运人		$6.5-0.001L$，但不得小于 6	L 为由驱动轮到尾部绳轮的长度，单位为“m”
	运物		$5-0.001L$，但不得小于 4	
倾斜无极绳绞车	运人		$6.5-0.001L$，但不得小于 6	
	运物		$5-0.001L$，但不得小于 3.5	
架空乘人装置			6	
悬挂安全梯用的钢丝绳			9	
罐道绳、防撬绳、起重用的钢丝绳			6	
悬挂吊盘、水泵、排水管、抓岩机等用的钢丝绳			6	
悬挂风筒、风管、供水管、注浆管、输料管、电缆用的钢丝绳			5	
拉紧装置用的钢丝绳			5	
防坠器的制动绳和缓冲绳			3	按动载荷计算

2.3.2.2　钢丝绳的选择

选择钢丝绳时，应根据使用条件和钢丝绳的特点来考虑。不同结构钢丝绳的主要特点可参考表 7－2－25。

表 7-2-25 各种结构钢丝绳的主要特点

钢丝绳结构	优点	缺点	主要用途
圆形股钢丝绳：6×7、6×19、6×(19)、6W(19)、6T(25) 等	易于用眼检查断丝情况；有相当大的挠性；制造简单，价格低	随载荷变化有旋转趋势；外部钢丝易磨损	提升钢丝绳、尾绳、罐道绳、制动绳、缓冲绳
三角股钢丝绳：6△(21)、6△(24)、6△(30)、6△(36) 等	易于用眼检查断丝情况；相同条件下，比圆股绳强度大，寿命长；抗挤压性能好；外层钢丝比圆股绳耐磨	随载荷变化有旋转趋势；挠性比圆股绳差	提升钢丝绳、罐道绳
多层股不旋转钢丝绳：18×7、34×7 等	旋转性小；有相当大的挠性	内部钢丝不易检查	尾绳、凿井提升钢丝绳
密封、半密封钢丝绳	不旋转；抗磨、抗腐蚀性能好；相同条件下强度最大；弹性变形小	内部钢丝不易检查；直径大时断面易变形；挠性小；制造复杂，价格高	罐道绳、提升钢丝绳
扁绳	不旋转，易于检查，某一方向上有很大挠性	易磨损；手工生产效率低，价格高	尾绳、凿井提升钢丝绳

我国提升钢丝绳多用同向捻绳，选用的钢丝绳捻向与其在卷筒上的缠绕螺旋线方向一致。我国单绳缠绕式提升机多为右螺旋缠绕，故应选右捻绳，可防止钢丝绳松捻。多绳摩擦提升为了克服绳的旋转性给容器导向装置造成磨损，一般选左、右捻各一半。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，在一般提升情况下，这3种因素是同时出现和起作用的。由于矿井条件的不同，起主要作用的影响因素也不同，因此，各矿应根据矿井的具体条件、使用经验，并结合各种钢丝绳的特点，合理地选择钢丝绳。

根据煤矿的具体条件和用途，可参考表 7-2-26 选用钢丝绳。我国常用提升钢丝绳规格见表 7-2-27～表 7-2-34。

表 7-2-26 钢丝绳主要用途推荐表

用途	名称	结构	备注
立井提升	三角股钢丝绳	6V×37S，6V×36，6V×34，6V×43，6V×21	
	线接触钢丝绳	6×19S，6×19W，6×25Fi，6×29Fi，6×26SW，6×31SW，6×36SW，6×41SW	推荐同向捻
	多层股钢丝绳	18×7，17×7，35W×7，24W×7	用于钢丝绳罐道的立井
		6Q×19+6V×21，6Q×33+6V×21	

表 7－2－26（续）

用　途	名　称	结　构	备　注
井凿立井提升（建井用）	多层股钢丝绳及异型股钢丝绳	6Q×33＋6V×21，17×7，18×7，34×7，36×7，6Q×19＋6V×21，4V×39S，4V×48S，35W×7，24W×7	
立井平衡绳	钢丝绳	6×37S，6×36SW，4V×39S，4V×48S	仅适用于交互捻
	多层股钢丝绳	17×7，18×7，34×7，36×7，35W×7，24W×7	仅适用于交互捻
斜井卷扬（绞车）	三角股钢丝绳	6V×18，6V×19	
	钢丝绳	6T×7	
		6×7，6×9W	推荐同向捻
立井罐道	三角股钢丝绳	6V×18，6V×19	
	多层股钢丝绳	18×7，17×7	推荐同向捻

表 7－2－27　绳 6×7 股(1＋6)绳纤维芯

直　径/mm		钢丝总断面积/mm^2	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm^{-2})				
钢丝绳	钢丝			1400	1500	1700	1850	2000
				钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
3.8	0.4	5.28	50.4	7.39	8.18	8.97	9.76	10.5
4.7	0.5	8.24	78.7	11.5	12.7	14	15.2	16.4
5.6	0.6	11.87	113.4	16.6	18.3	20.1	21.9	23.7
6.5	0.7	16.16	154.0	22.6	25	27.4	29.8	32.3
7.5	0.8	21.10	201.5	29.5	32.7	35.8	39	42.2
8.4	0.9	26.71	255.1	37.3	41.4	45.4	49.4	53.4
9.4	1.0	32.97	314.9	46.1	51.1	56	60.9	65.9
10.5	1.1	39.89	380.9	55.8	61.8	67.8	73.7	79.7
11.5	1.2	47.48	453.4	66.4	73.5	80.7	87.8	94.9
12.0	1.3	55.72	532.1	78	86.3	94.7	103	111
13.0	1.4	64.62	617.1	90.4	100	109.5	119.5	129
14.0	1.5	74.18	708.4	103.5	114.5	126	137	148
15.0	1.6	84.40	806.0	118	130.5	143	156	168.5
16.0	1.7	95.28	909.9	133	147.5	161.5	176	190.5
17.0	1.8	106.82	1020.0	145.9	165.5	181.5	197.5	213.5
18.5	2.0	131.88	1259.0	184.5	204	224	243.5	263.5
20.5	2.2	159.57	1524.0	223	247	271	295	

表 7-2-27（续）

直径/mm		钢丝总断面积/mm²	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm⁻²)				
钢丝绳	钢丝			1400	1500	1700	1850	2000
				钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
22.5	2.4	189.91	1814.0	265.5	294	322.5	351	
24.5	2.6	222.88	2129.0	312	345	378.5	412	
26.0	2.8	258.48	2648.0	361.5	400.5	439	478	
28.0	3.0	296.73	2834.0	415	459.5	504	548.5	
30.0	3.2	337.61	3224.0	472.5	523	573.5	624.5	
32.0	3.5	403.88	3857.0	565	626	686.5		
34.5	3.8	476.09	4547.0	666.5	737.5	809		
36.5	4.0	527.52	5038.0	738.5	8175	896.5		

表 7-2-28 绳 6×19 股(1+6+12)绳纤维芯

直径/mm		钢丝总断面积/mm²	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm⁻²)				
钢丝绳	钢丝			1400	1500	1700	1850	2000
				钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
6.2	0.4	14.32	135.3	20	22.1	24.3	26.4	28.6
7.7	0.5	22.37	211.4	31.3	34.6	38	41.3	44.7
9.3	0.6	32.22	304.5	45.1	49.9	54.7	59.6	64.4
11.0	0.7	43.85	414.4	61.3	67.9	745	81.1	87.7
12.5	0.8	57.27	541.2	80.1	88.7	93.7	105.5	114.5
14.0	0.9	72.49	685.0	101	112	123	134	144.5
15.5	1.0	89.49	845.7	125	138.5	152	165.5	178.5
17.0	1.1	108.28	1023.0	151.5	167.5	184	209	216.5
18.5	1.2	128.87	1218.0	180	199.5	219	238	257.5
20.0	1.3	151.24	1429.0	211.5	234	257	279.5	302
22.5	1.4	175.40	1658.0	245.5	271.5	298	324	350.5
23.0	1.5	201.35	1903.0	281.5	312	342	372	402.5
24.5	1.6	229.09	2165.0	320.5	355	389	423.5	458
26.0	1.7	258.63	2444.0	362	400.5	439.5	478	517
28.0	1.8	289.95	2740.0	405.5	449	492.5	536	579.5
31.0	2.0	357.96	3383.0	501	554.5	608.5	662	715.5
34.0	2.2	433.13	4093.0	606	671	736	801	
37.0	2.4	515.46	4871.0	721.5	798.5	876	953.5	
40.0	2.6	604.95	5717.0	846.5	937.5	1025	1115	
43.0	2.8	701.60	6630.0	982	1085	1190	1295	
46.0	3.0	805.41	7611.0	1125	1245	1365	1490	

表 7-2-29　绳 18×7 股(1+6)绳纤维芯

直径/mm		钢丝总断面积/mm^2	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm^{-2})				
钢丝绳	钢丝			1400	1500	1700	1850	2000
				钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
6.2	0.4	15.83	148.0	22.1	24.5	26.9	29.2	31.6
7.7	0.5	24.73	231.2	34.6	38.3	42	45.7	49.4
9.3	0.6	35.61	333.0	49.8	55.1	60.5	65.8	71.2
11.0	0.7	48.47	453.2	67.8	75.1	82.3	89.6	96.9
12.5	0.8	63.30	591.9	88.6	98.1	107.5	117	126.5
14.0	0.9	80.12	749.1	112	124	136	148	160
15.5	1.0	98.91	924.8	138	153	168	182.5	197.5
17.0	1.1	119.68	1119.0	167.5	185.5	203	221	239
18.5	1.2	142.43	1332.0	199	220.5	242	263	284.5
20.0	1.3	167.16	1563.0	234	259	284	309	334
21.5	1.4	193.86	1813.0	271	300	329.5	358.5	387.5
23.0	1.5	222.55	2081.0	311.5	344.5	378	411.5	445
24.5	1.6	253.21	2368.0	354	392	430	468	506
26.0	1.7	285.82	2673.0	400	443	485.5	528.5	571.5
28.0	1.8	320.47	2996.0	448.5	496.5	544.5	592.5	640.5
34.0	2.2	478.72	4476.0	670	742	813.5	885.5	
37.0	2.4	569.75	5327.0	797.5	883	968.5	1050	
40.0	2.6	668.63	6252.0	936	1035	1135	1235	
43.0	2.8	775.45	7250.0	1085	1200	1315	1430	
46.0	3.0	890.19	8323.0	1245	1375	1510	16450	

表 7-2-30　绳 6W(19)股(1+6+6/6)绳纤维芯

直径/mm					钢丝总断面积/mm^2	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm^{-2})				
钢丝绳	钢丝						1400	1500	1700	1850	2000
	中心	第一层	第二层				钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
			大	小							
8.0	0.6	0.55	0.6	0.45	26.14	243.1	36.5	40.5	44	48	52
9.2	0.7	0.65	0.7	0.5	35.16	327.0	49.2	54.4	59.7	65	70.3
11.0	0.8	0.95	0.8	0.6	47.17	438.7	66	73.1	80.1	87.2	94.3
12.0	0.9	0.85	0.9	0.65	59.06	549.3	82.6	91.5	100	10.9	118
13.5	1.0	0.95	1.0	0.75	74.37	691.5	104	115	126	137.5	148.5
14.5	1.1	1.05	1.1	0.8	89.14	829.0	124.5	138	151.5	164.5	178
16.0	1.2	1.15	1.2	0.9	107.74	1002.0	150.5	166.5	183	199	215
17.5	1.3	1.25	1.3	1.0	128.14	1192.0	179	198.5	217.5	237	256

表 7-2-30（续）

钢丝绳	直径/mm				钢丝总断面积/mm²	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm⁻²)				
	钢丝						1400	1500	1700	1850	2000
	中心	第一层	第二层				钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
			大	小							
19.0	1.4	1.35	1.4	1.05	147.28	1370.0	206	228	250	272	294.5
20.0	1.5	1.40	1.5	1.1	163.77	1523.0	229	253.5	278	302.5	327
21.5	1.6	1.5	1.6	1.2	188.68	1755.0	264	292	320.5	349	377
22.5	1.7	1.6	1.7	1.25	211.79	1970.0	296.5	328	360	391.5	423.5
24.0	1.8	1.7	1.8	1.35	240.00	2232.0	336	372	408	444	480
25.5	1.9	1.8	1.9	1.4	265.97	2474.0	372	412	452	492	531.5
27.0	2.0	1.9	2.0	1.5	297.48	2767.0	416	461	505.5	550	594.5
30.0	2.2	2.1	2.2	1.65	361.14	3559.0	505.5	559.5	613.5	668	
32.5	2.4	2.3	2.4	1.8	430.97	4008.0	603	668	732.5	797	
35.0	2.6	2.5	2.6	1.9	501.52	4664.0	702	777	852.5	927.5	
38.0	2.8	2.7	2.8	2.1	589.13	5479.0	824.5	913	1000	1085	
40.0	3.0	2.8	3.0	2.2	655.07	6092.0	917	1015	1110	1210	

表 7-2-31 绳 6×(19)股(1+6+9)绳纤维芯

钢丝绳	直径/mm				钢丝总断面积/mm²	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm⁻²)				
	钢丝						1400	1500	1700	1850	2000
	中心	第一层	第二层	金属绳芯			钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
8.8	0.8	0.4	0.7	—	30.57	284.3	42.7	47.3	51.9	56.5	61.1
11.0	1.0	0.5	0.85	0.4	45.93	427.1	64.3	71.1	78	84.9	91.8
13.0	1.2	0.6	1.05	0.5	68.78	639.7	96.2	106.5	116.5	127	137.5
15.0	1.4	0.7	1.20	0.55	91.04	846.7	127	141	154.5	168	182
17.5	1.6	0.8	1.4	0.65	122.27	1137.0	171	189.5	207.5	226	244.5
19.5	1.8	0.9	1.6	0.75	158.11	1470.0	221	245	268.5	292.5	316
21.5	2.0	1.0	1.75	0.8	191.05	1777.0	267	296	324.5	353	382
23.5	2.2	1.1	1.9	0.9	227.12	2112.0	317.5	352	386	420	454
26.0	2.4	1.2	2.1	1.0	275.11	2559.0	385	426	467.5	508.5	
28.5	2.6	1.3	2.3	1.1	327.72	3048.0	458.5	507.5	557	606	
32.5	3.0	1.5	2.6	1.25	424.32	3946.0	594	657.5	721	784.5	
34.5	3.2	1.6	2.8	1.3	489.09	4549.0	684.5	758	831	904.5	
37.0	3.5	1.7	3.0	1.4	561.71	5224.0	786	870.5	954.5	1035	

表 7-2-32　绳 6T(25)股(1+6/6+12)绳纤维芯

钢丝绳直径/mm	钢丝直径/mm				钢丝总断面积/mm²	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm⁻²)				
	中心	单股	填充层	金属绳芯			1400	1500	1700	1850	2000
							钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
14.0	1.10	0.9	0.40	0.55	78.89	929.7	110	122	134	145.5	157.5
15.5	1.20	1.0	0.45	0.60	97.29	899.9	136	150.5	165	179.5	194.5
17.0	1.30	1.1	0.50	0.65	117.61	1088.0	164.5	182	199.5	217.5	235
18.5	1.45	1.2	0.55	0.70	140.53	1300.0	196.5	217.5	238.5	259.5	281
20.0	1.55	1.3	0.60	0.75	164.77	1524.0	230.5	255	280	304.5	329.5
21.5	1.70	1.4	0.60	0.80	189.95	1757.0	265.5	294	322.5	351	379.5
23.0	1.80	1.5	0.65	0.90	217.96	2016.0	305	337.5	370.5	403	435.5
24.5	1.90	1.6	0.70	0.95	247.89	2293.0	347	384	421	458.5	495.5
26.0	2.00	1.7	0.75	1.00	279.75	2588.0	391.5	433.5	475.5	517.5	559.5
28.0	2.20	1.8	0.80	1.05	315.57	2919.0	441.5	489	536	583.5	631
31.0	2.40	2.0	0.90	1.15	389.14	3600.0	544.5	603	661.5	719.5	778
34.0	2.60	2.2	1.00	1.25	470.43	4351.0	658.5	729	799.5	870	
37.0	2.90	2.4	1.05	1.40	559.10	5172.0	782.5	865.5	950	1030	
40.0	3.10	2.6	1.15	1.50	655.75	6066.0	918	1015	1110	1210	
43.0	3.40	2.8	1.20	1.60	759.82	7028.0	1060	1175	1290	1405	
46.0	3.60	3.0	1.30	1.75	871.82	8064.0	1220	1350	1480	1610	

表 7-2-33　绳 6×W(36)股(1+7+7/7+14)绳纤维芯

钢丝绳直径/mm	钢丝直径/mm						钢丝总断面积/mm²	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm⁻²)				
	中心	第一层	第二层		第三层	金属绳芯			1400	1500	1700	1850	2000
			大	小					钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
21.5	1.40	1.00	1.00	0.75	1.2	0.80	188.67	1745.0	264	292	320.5	349	377
23.0	1.50	1.05	1.05	0.80	1.3	0.85	215.84	1997.0	302	334.5	366.5	399	431.5
25.0	1.60	1.15	1.15	0.85	1.4	0.95	252.33	2334.0	353	391.5	428.5	466.5	504.5
26.5	1.75	1.20	1.20	0.90	1.5	1.00	284.45	2631.0	398	440.5	483.5	526	568.5
28.5	1.85	1.30	1.30	1.00	1.6	1.05	329.33	3046.0	461	510	559.5	609	658.5
30.0	2.00	1.40	1.40	1.05	1.7	1.15	375.00	3469.0	525	581	637.5	693.5	750
32.0	2.10	1.45	1.45	1.10	1.8	1.20	412.95	3820.0	578	640	702	763.5	825.5
34.0	2.20	1.55	1.55	1.20	1.9	1.25	466.74	4317.0	653	723	793	863	933
35.5	2.30	1.65	1.65	1.25	2.0	1.35	519.71	4807.0	727.5	805.5	883.5	961	1035
39.5	2.60	1.80	1.80	1.35	2.2	1.50	624.72	5779.0	874.5	968	1060	1155	
42.5	2.80	1.95	1.95	1.50	2.4	1.60	741.66	6860.0	1035	1145	1260	1370	
46.5	3.00	2.10	2.10	1.60	2.6	1.75	863.34	7986.0	1205	1335	1465	1595	
49.5	3.20	2.30	2.30	1.70	2.8	1.90	1009.31	9336.0	1410	1560	1715	1865	
53.0	5.30	2.40	2.40	1.80	3.0	2.00	1137.79	10525.0	1590	1760	1930	2100	

表 7-2-34 几种三角股钢丝绳的规格参数

直径/mm						钢丝总断面积/mm²	百米参考重力/N	钢丝绳公称抗拉强度/(N·mm⁻²)				
钢丝绳	钢丝							1400	1500	1700	1850	2000
	1×6 股芯（铁丝）	第一层			第二层			钢丝破断拉力总和（不小于）/kN				
		(一)	(二)	(三)								
11.0	—	—	0.5	0.6	0.8	50.30	489.0	70.4	77.9	85.5	93	100.5
13.0	—	—	0.6	0.7	0.95	71.36	706.5	99.9	110.5	112.1	132	142.5
15.0	—	—	0.7	0.8	1.1	95.51	945.5	133.5	148	162	176.5	191
16.5	—	—	0.75	0.9	1.2	113.18	1120.0	158	175	192	209	222.6
19.5	—	—	0.9	1.05	1.4	156.56	1550.0	219	242.5	266	289.5	313
21.0	0.95	0.9	0.95	1.1	1.5	172.95	1712.0	242	268	294	319.5	345.5
22.0	1.0	0.95	1.0	1.2	1.6	195.70	1937.0	273.5	303	332.5	362	391
24.0	1.1	1.05	1.1	1.25	1.7	225.66	2234.0	315.5	349.5	383.5	417	451
26.5	1.2	1.15	1.2	1.4	1.9	278.78	2760.0	390	432	473.5	515.5	557.5
28.0	1.3	1.2	1.3	1.5	2.0	307.47	3044.0	430	476.5	522.5	568.5	614.5
31.0	1.4	1.35	1.4	1.65	2.2	376.56	3728.0	527	583.5	640	696.5	
32.5	1.5	1.4	1.45	1.7	2.3	409.77	4057.0	573.5	635	696.5	758	
35.0	1.6	1.5	1.6	1.85	2.5	480.42	4756.0	672.5	744.5	816.5	885	
37.0	1.7	1.6	1.65	1.95	2.6	526.77	5215.0	737	816	895.5	974.5	

注：(一) 绳 6△ (30) 股 (1+6+12) 绳纤维芯；(二) 绳 6△ (24) 股 (0+12+12) 绳纤维芯；(三) 绳 6△ (21) 股 (0+9+12) 绳纤维芯。

2.3.3 提升钢丝绳的检查和检验

1. 提升钢丝绳的检查

(1) 提升钢丝绳必须每天检查 1 次，平衡钢丝绳和井筒悬吊钢丝绳至少每周检查 1 次；对易损坏和断丝锈蚀较多的一段应停车详细检查；断丝的突出部分应在检查时剪下，检查结果应记入钢丝绳检查记录簿内；验绳时应以 0.3m/s 的速度通过。

(2) 检查断丝时应注意在一个捻距内的断丝情况。各种钢丝绳在一个捻距内断丝断面积同钢丝绳总断面积之比达到下列规定时，必须更换：

①升降人员或升降人员和物料用的钢丝绳为 5%。

②专为升降物料用的钢丝绳、平衡钢丝绳、防坠器的制动绳（包括缓冲绳）和兼作运人的牵引带式输送机的钢丝绳为 10%。

③罐道钢丝绳为 15%。

④架空乘人装置、专为无极绳运输用的和专为运物料的钢丝绳牵引带式输送机用的钢丝绳为 25%。

摩擦轮式提升钢丝绳的使用期限不得超过 2 年，平衡钢丝绳的使用期限不得超过 4 年。如果钢丝绳的断丝、直径缩小和锈蚀程度不超过《煤矿安全规程》的规定，可以继续使用，但不得超过 1 年。

(3) 检查钢丝绳时，应特别注意绳的锈蚀状况，因为锈蚀对钢丝绳的强度和耐冲击性能影响很大，从某种意义上讲，它要比断丝和磨损影响更加重要。因此，《煤矿安全规

程》规定，钢丝绳的钢丝有变黑、锈皮、点蚀麻坑等损伤时，不得用于升降人员；钢丝绳锈蚀严重或点蚀麻坑形成沟纹，或外层钢丝松动时，不论断丝数多少或绳径是否变化，必须立即更换。如检查时发现钢丝出现“红油”，说明绳芯无油，内部已锈蚀，应及时剁绳或破绳检查内部锈蚀情况。

（4）新绳在使用初期易发现伸长变化的现象，即称为“伸长”，大约两周左右变化日趋稳定，这是正常现象。如使用中钢丝绳的伸长突然加快，应立即停车检查其伸长部位的伸长量、断丝数、绳径减小值，如出现《煤矿安全规程》规定的“遭受猛烈拉力的一段的长度伸长 0.5% 以上时”，应将受力段剁掉或更换全绳。在钢丝绳使用后期，如发现在某一捻距内每天都有断丝出现，或连续 3 天出现显著伸长，必须立即更换。

（5）钢丝绳的维护。使用中的钢丝绳维护主要是指钢丝绳的润滑和涂油，其目的是保护外部钢丝不锈蚀，起润滑作用，减少股间和丝间的磨损，防止湿气和水分等浸入绳内，并经常补充绳芯油量。应当引起注意的是，多绳提升机的钢丝绳必须涂戈培油和国产的增摩脂，如果向绳芯里注油，必须注麻芯脂，其他的油不得使用；单绳提升机的钢丝绳如涂表面时，必须涂润滑脂，绳芯注油时，必须注麻芯脂。

（6）钢丝绳的检查方法。对钢丝绳直径、磨损检查最简单的方法是采用卡尺及目测，检查绳径变化时应首先对较细的部位清除油迹和杂物，用卡尺测量钢丝绳外接圆直径。对钢丝绳外部断丝检查，过去多采用手摸法，这样做会带来一定的人身安全隐患，而对钢丝绳进行内部检查，多采用各种进口和国产的钢丝绳探伤仪。

2. 钢丝绳的检验

《煤矿安全规程》规定，对新到货的提升钢丝绳及使用前的提升钢丝绳必须按规定进行检验，经过检验后保管期超过 1 年的钢丝绳，在悬挂前必须再进行 1 次检验，合格后方可使用。

升降人员或升降人员和物料用的钢丝绳，自悬挂时起每隔 6 个月检验 1 次。悬挂吊盘的钢丝绳，每隔 12 个月检验 1 次。升降物料用的钢丝绳，自悬挂时起经过 12 个月进行第 1 次检验，以后每隔 6 个月检验 1 次。在使用过程中，除摩擦轮式绞车用的钢丝绳、平衡钢丝绳及直径在 18mm 及其以下的专为升降物料用的钢丝绳（立井提升用绳除外），都要按规定定期重复检验。

新钢丝绳的检验，主要是检验新到货或储存一定时间钢丝绳的物理机械性能是否合乎提升钢丝绳的要求，防止更换后发生事故。使用中的钢丝绳定期重复检验的目的是通过检验了解运转了一定时间的钢丝绳的机械性能变化情况，比较钢丝绳内、外部钢丝的疲劳、磨损和锈蚀程度，同时也能观察到绳芯的变化情况。通过检验还可以将受损伤部位的位置移动一下，使绳的受损伤严重部位不是总在某一位置（尤其是双层和多层缠绕的钢丝绳），这样可以延长绳的使用寿命。

钢丝绳检验的内容：钢丝拉伸，钢丝反复弯曲，钢丝扭转，钢丝打结拉力，钢丝缠绕和钢丝绳整绳拉力试验。记录好试验数据，然后对所试验的结果进行整理分析判定，写出试验报告提供给使用单位。新绳悬挂前的试验（包括新绳验收试验）和在用绳的定期检验，必须执行《煤矿安全规程》所规定的内容。

新绳和在用绳的韧性指标必须符合表 7－2－35 的规定。使用不同韧性标号的钢丝制造的钢丝绳，应以其中低韧性标号钢丝的韧性作为该钢丝绳的韧性标号。

表 7-2-35 不同钢丝绳的韧性指标

钢丝绳用途	钢丝绳种类	钢丝绳韧性指标下限		说明
		新绳	在用绳	
升降人员或升降人员和物料	光面绳	MT 716 中光面钢丝韧性指标	新绳韧性指标的 90%	在用绳按 MT 717 标准（面接触绳除外）
	镀锌绳	MT 716 中 AB 类镀锌钢丝韧性指标	新绳韧性指标的 85%	
	面接触绳	GB/T 16269—1996 中钢丝韧性指标	新绳韧性指标的 90%	
升降物料	光面绳	MT 716 中光面钢丝韧性指标	新绳韧性指标的 80%	
	镀锌绳	MT 716 中 A 类镀锌钢丝韧性指标	新绳韧性指标的 80%	
	面接触绳	GB/T 16269—1996 中钢丝韧性指标	新绳韧性指标的 80%	
罐道绳	密封绳	特	普	按 GB 352—1988 标准

2.4 提升系统的空间布局设计

2.4.1 落地缠绕式提升机与井筒位置计算

落地缠绕式提升机的空间位置关系如图 7-2-34 所示。图 7-2-35 为钢丝绳在卷筒上缠绕时“咬绳”的示意图。落地缠绕式提升系统布置参数计算见表 7-2-36。

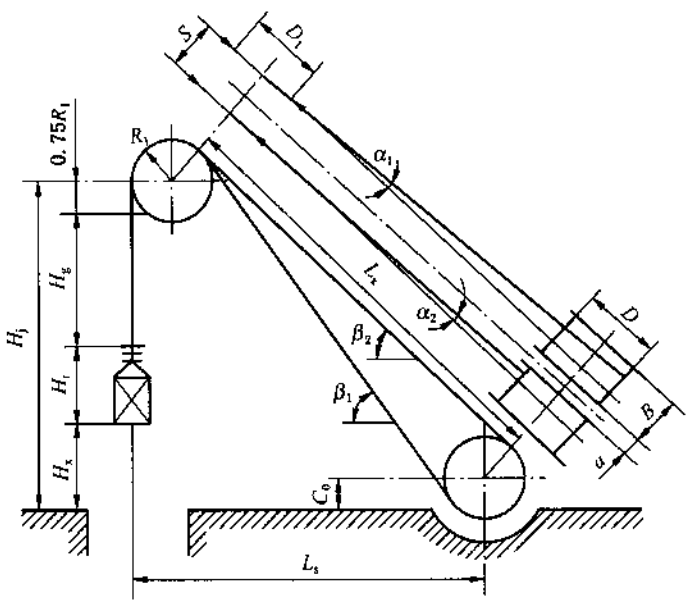


图 7-2-34 落地缠绕式提升机的空间位置关系

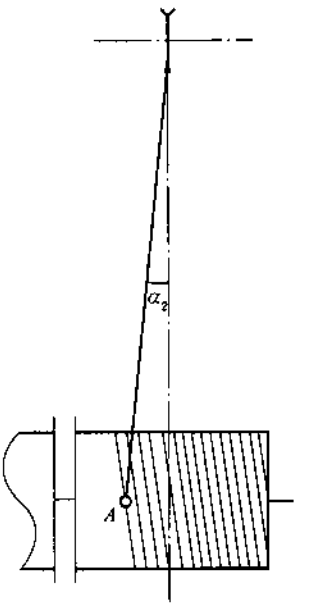


图 7-2-35 钢丝绳在卷筒上缠绕时“咬绳”的示意图

表 7－2－36　落地缠绕式提升系统布置参数计算

参　数		计　算　公　式	备　注
外偏角 α_1 与弦长 L_x 的关系		$\alpha_1 = \arctan \dfrac{\left(B - \dfrac{S-a}{2}\right) - 3\ (d+\varepsilon)}{L_x}$	S—两天轮中心距，m； a—两卷筒之间距离，m； α_1—外偏角（小于 1°30′）； d—提升钢丝绳直径，m； ε—提升钢丝绳圈间的间隙，m； L_x—弦长，m； B—卷筒宽度，m
最小弦长 L'_{xmin}		$L'_{xmin} \geqslant \dfrac{\left(B - \dfrac{S-a}{2}\right) - 3\ (d+\varepsilon)}{\tan\alpha_{1max}}$	若取 L_x 值较小，α_1 超过最大允许值 1°30′，应以《煤矿安全规程》规定的最大允许值 1°30′代入上式，求出相应的最小弦长 L'_{xmin}
内偏角 α_2 与弦长 L_x 的关系		$\alpha_2 = \arctan \dfrac{\dfrac{S-a}{2} - \left[B - \left(\dfrac{H+30}{\pi D} + 3\right)(d+\varepsilon)\right]}{L_x}$	H—提升高度，m； 30—钢丝绳试验长度，m； D—卷筒直径，m； 3—摩擦圈数； α_2—内偏角（小于 1°30′）
最小弦长 L''_{xmin}	单层缠绕	$L''_{xmin} \geqslant \dfrac{\dfrac{S-a}{2} - \left[B - \left(\dfrac{H+30}{\pi D} + 3\right)(d+\varepsilon)\right]}{\tan\alpha_{2max}}$	选择 L'_{xmin} 和 L''_{xmin} 中的较大值，定为最小弦长 L_x。若求出的 $L_x \leqslant 60$m，则所定偏角、弦长均合理；若 $L_x > 60$m，应设法解决，如在地面适当地方加设托绳轮以减少绳弦振动。若仅由于“咬绳”使 ε 过小而导致 L_x 过大时，可根据具体情况，适当地增大 ε 以降低 L_x 或采取其他措施
	双层或多层缠绕	$L''_{xmin} = \dfrac{S-a}{2\tan\alpha_{2max}}$	其中　$\alpha_{2max} = 1°30'$
井架高度 H_j		$H_j = H_x + H_r + H_g + 0.75R_1$	H_j—井架高度，m； H_g—过卷高度（参阅《煤矿安全规程》），m； H_x—卸载高度，一般取 18～25m； H_r—容器全高（从容器规格表中查得），m
井筒提升中心线至卷筒中心线距离 L_s		$L_{smin} = \sqrt{L^2_{xmin} - (H_j - C_0)^2} + R_1$	C_0—卷筒中心线至井口水平的高度，一般取 $C_0 = 1.5 \sim 2$m
L 值的检验式		$L_{xmin} \geqslant 0.6H_j + 3.5 + D$	若有特殊情况，可按此式加大 L_{xmin}，这时偏角将稍有降低
下绳弦与水平线夹角 β		$\beta = \arctan \dfrac{H_j - C_0}{L_{smin} - R_1} + \arcsin \dfrac{D_1 + D}{2L_{xmin}}$	JK 型提升机：$\beta < 15°$

注：表中各参数参见图 7－2－34。

图7-2-36、图7-2-37给出了不同形式的提升机在不同ε、d及D时避免“咬绳”的内偏角的允许角度曲线。

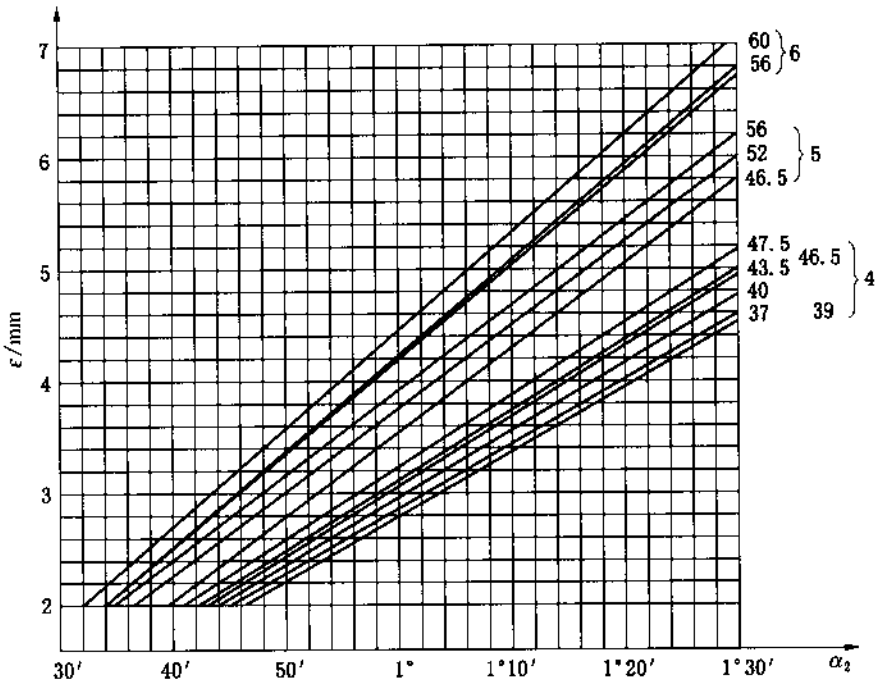


图7-2-36 内偏角的允许角度曲线（一）

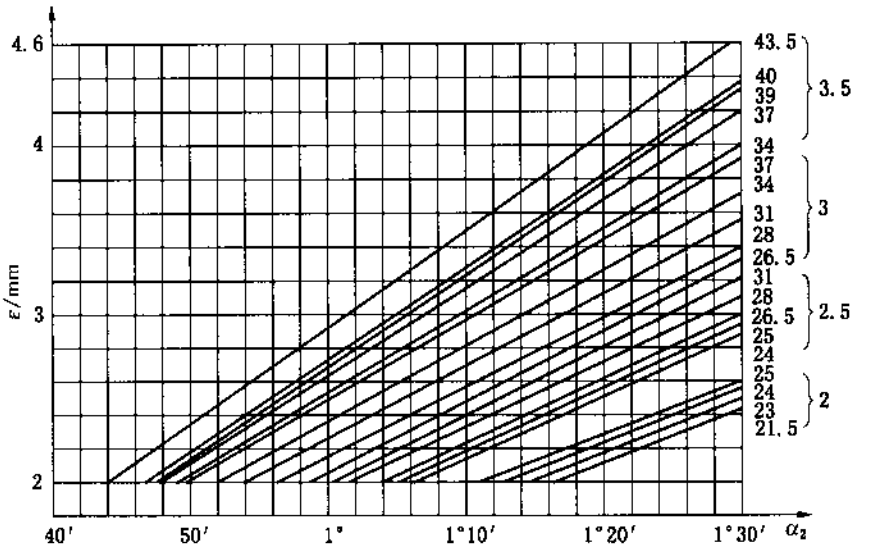


图7-2-37 内偏角的允许角度曲线（二）

2.4.2　塔式多绳摩擦提升机的空间布局设计

塔式多绳摩擦提升机的空间布局如图 7－2－38 所示，其中的相关参数计算见表 7－2－37。

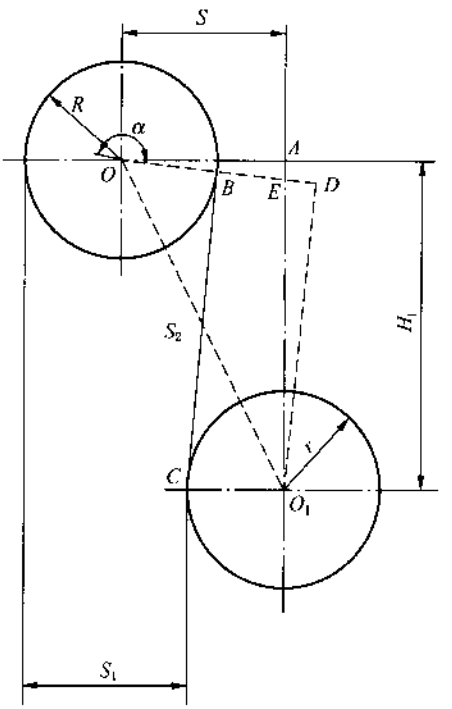


图 7－2－38　塔式多绳摩擦提升机的空间布局

表 7－2－37　塔式多绳摩擦提升系统布置参数计算

参　数	计 算 公 式	备　注
井塔高度	$H_j = H_x + H_r + H_g + 0.75r + H_1$	H_1—多绳摩擦轮中心高出导向轮中心的高度； r—导向轮半径； H_x—卸载高度，m； H_r—容器全高，m； H_g—过卷高度，m
多绳摩擦轮与导向轮水平中心距	$S = S_1 + r - R$	
两轮轴心连线	$S_2 = \sqrt{H_1^2 + S^2}$	
围包角	$\alpha = \pi + \left(\arcsin\dfrac{R+r}{S_2} - \arctan\dfrac{S}{H_1}\right)$	

2.5　矿井提升机制动系统

制动系统是矿井提升机的重要组成部分之一，其功能是：

（1）正常停车。提升机在停止工作时，能可靠地闸住。

（2）工作制动。在正常工作时，参与提升机的速度控制，如减速阶段在卷筒上产生制动力矩使提升机减速。

（3）安全制动。当提升机工作不正常或发生紧急事故时，进行紧急制动，迅速平稳地闸住提升机，例如提升速度过高、过卷或电流欠压等故障出现时。

（4）双卷筒提升机在需要调绳或更换水平时，能可靠地闸住卷筒，松开固定卷筒。

《煤矿安全规程》对制动系统的要求：

（1）提升机在工作制动和安全制动时所产生的最大制动力矩都不得小于提升或下放最大静负荷力矩的3倍。

（2）双卷筒提升机在调整卷筒旋转的相对位置时，制动装置在各卷筒上的制动力矩不得小于该卷筒所悬提升容器与钢丝绳重力造成的静力矩的1.2倍。

（3）在立井和倾斜井巷中使用的提升机进行安全制动时，全部机械的减速度都必须符合表7-2-38的规定。

表7-2-38 立井和倾斜井巷安全制动减速度取值表

井巷倾角β	$<15°$	$15°\leqslant\beta<30°$	$\geqslant30°$
上提重载	$\leqslant\alpha_{3z}$	$\leqslant\alpha_{3z}$	$\leqslant5$
下放重载	$\geqslant0.75$	$\geqslant0.3\alpha_{3z}$	$\geqslant1.5$

注：自然减速度$\alpha_{3z}=g(\sin\beta+f\cos\beta)$。式中，$g$为重力加速度，$m/s^2$；$\beta$为井巷倾角；$f$为绳端载荷的运行阻力系数，一般取0.010~0.015。

对于质量模数（提升系统的变位质量与实际最大静张力差之比）较小的提升机，上提重载时的安全制动减速度如超过上述规定的限值时，可将安全制动时产生的最大制动力矩值适当降低，但不得小于提升或下放最大静负荷力矩的2倍。

（4）对于摩擦式提升机，工作制动或安全制动时产生的减速度，不得超过钢丝绳的滑动极限，即不引起钢丝绳打滑。

（5）安全制动必须能自动、迅速且可靠地实现，其制动器的空动时间（由安全保护回路断电时起至闸瓦刚刚接触到闸轮上的时间），对于盘式制动器，不得超过0.3s。

对于斜井提升，为了保证上提安全制动的过程中不发生松绳而必须将空动时间加大时，上提的空动时间可以不受上述限制。

《煤矿矿井机电设备完好标准》对制动系统的要求：

（1）制动装置的操作机构和传动杆件动作灵活，各销轴润滑良好，不松动。

（2）闸轮或闸盘无开焊或裂纹，无严重磨损。磨损沟纹的深度不大于1.5mm，沟纹宽度总和不超过有效闸面宽度的10%。闸轮的圆跳动不超过1.5mm，闸盘的端面圆跳动不超过1mm。

（3）闸瓦及闸衬无缺损，无断裂，表面无油迹，磨损不超限。闸瓦磨损后表面距固定螺栓头端部不小于5mm。闸瓦与闸轮或闸盘的接触良好，制动中不过热，无异常振动和噪声。

（4）施闸手柄、活塞、活塞杆及重锤等的施闸工作行程都不得超过各自容许全行程的3/4。

（5）盘型闸松闸后的闸瓦间隙不大于 2mm。

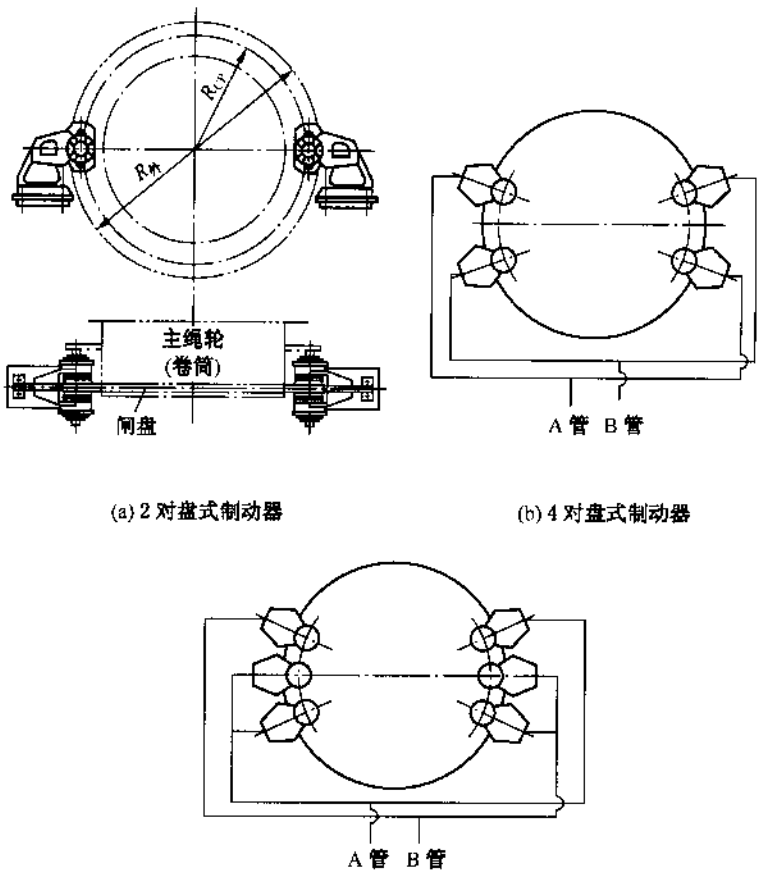
（6）液压站的压力应稳定，其振摆值和残压不得超过表 7－2－39 的规定。

表 7－2－39　液压站的压力振摆值和残压　　MPa

设计最大压力 P_{max}	≤8		8 < P_{max} ≤16	
指示区间	≤0.8P_{max}	>0.8P_{max}	≤0.8P_{max}	>0.8P_{max}
压力振摆值	±0.2	±0.4	±0.3	±0.6
残压	≤5		≤1.0	

2.5.1　盘式制动器

盘式制动器（简称盘式闸）的制动力来自闸瓦对制动盘压力所产生的摩擦力。为了使制动盘不产生附加变形，主轴不承受附加轴向力，盘式闸都是成对使用，每一对叫做一副盘式制动器。根据制动力矩的不同，每一台提升机上可以同时布置两副、四副或多副盘式制动器，如图 7－2－39 所示。

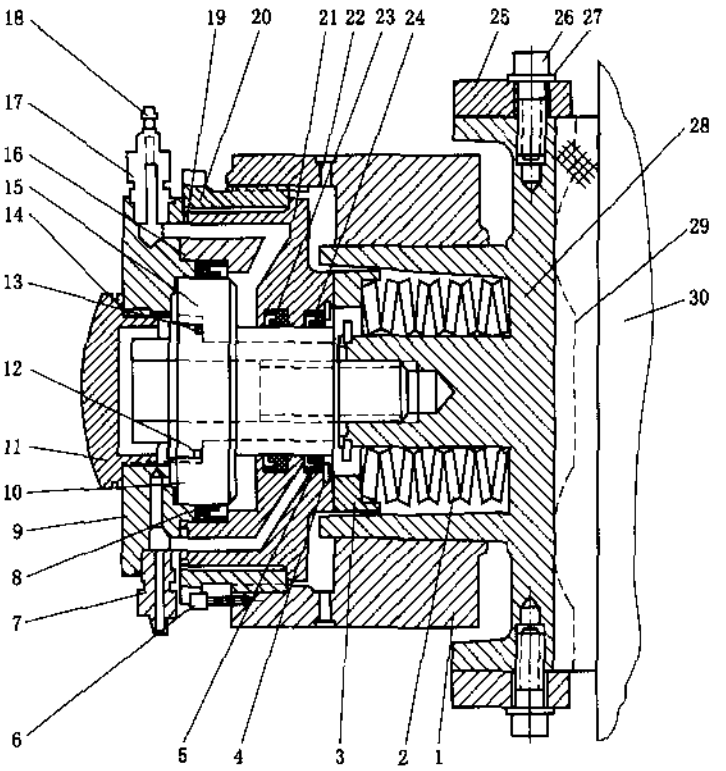


(a) 2 对盘式制动器　　(b) 4 对盘式制动器

(c) 6 对盘式制动器

图 7－2－39　盘式制动器的安装示意图

盘式制动器的结构如图7-2-40所示。工作原理是靠油压松闸、靠盘形弹簧力制动。当液压缸内油压降低时，盘形弹簧恢复其松闸状态时的压缩变形，靠弹簧力推动筒体、闸瓦，带动活塞移动，使闸瓦压向制动盘产生制动力，从而对提升机产生制动力。



1—制动器体；2—盘形弹簧；3—弹簧垫；4—卡圈；5—密封圈；6—锁紧螺栓；7—油管；8—密封圈；9—液压缸盖；10—活塞；11—后盖；12、13—密封圈；14—连接螺栓；15—活塞内套；16、17、19—进油接头；18—放气螺栓；20—调节螺母；21—液压缸；22—螺孔；23、24—密封圈；25—挡板；26—压板螺栓；27—垫圈；28—带衬板的筒体；29—闸瓦；30—制动盘

图7-2-40 盘式制动器结构图

表7-2-40为我国目前使用较多的盘式制动器的技术参数。

2.5.2 盘式制动器液压站

目前的提升制动系统液压站主要有低压液压站、中高压液压站和恒减速控制液压站。液压站的主要作用为：

（1）在工作制动时，产生不同的工作油压来获得不同的制动力矩。

（2）在安全制动时，能迅速回油，实现二级安全制动。

（3）产生压力油控制双卷筒提升机卷筒的调绳装置，以便在更换水平或钢丝绳伸长时调节钢丝绳的长度。

2.5.2.1 低压液压站

1. 主要参数

（1）最大工作油压 $p=6.3\text{MPa}$。

表7-2-40 盘式制动器主要技术参数

一个液压缸所产生的最大正压 N_{max}/N	闸瓦计算摩擦系数 μ	一对闸瓦产生的最大摩擦力 T/N	产生最大正压力 N_{max} 时所需要的油压(包括闸阻力) P_{max}/kPa	闸瓦比压 q/kPa		产品最大3倍静力矩 M_{max}/(N·m)	产品所配闸瓦副数 n	制动盘平均摩擦半径 R_m/m	产生最大静张力差时的油压值(不包括闸阻力) P_0/kPa	产生最大静张力差时的油压值(包括闸阻力) P/kPa	盘形弹簧刚度 K/(N·m^{-1})	活塞作用面积 A/cm^2	制动器阻力 c/kPa
				产生最大正压力时的闸瓦比压	按最大静张力差计算的闸瓦比压								
65000	0.35	45500	6260	850	740	184000	4	1.14	3970	5620	55700	142	1650
					760	610000	8	1.87	4120	5770			
					860	774000	8	2.1	4630	6280			
					730	166500	4	1.08	3920	5570			
					740	180000	4	1.14	4000	5650			
					760	202500	4	1.25	4100	5750			
65000	0.35	45500	6260	850	690	378000	6	1.71	3750	5400	55700	142	1650
					730	339000	6	1.71	3950	5600			
					610	382500	12	1.75	3300	4950			
					650	530000	12	1.52	3500	5150			
					790	1080000	12	2.12	4300	5950			
					715	1200000	12	2.6	3870	5520			
78000	0.35	54600	6060	1020	650	630000	12	1.52	2800	4450			
					1020	1207500	12	1.85	4400	6050			
42000	0.35	29400	6100	550	527	120000	4	1.12	4000	5650	41000	101	1650
65000	0.35	45500	6260	850	722	225000	4	1.37	3920	5570	55700	142	1650
	0.35	29000	6100	550	570	337500	8	1.43	4310	5960	41000	101	
					510	360000	8	1.7	3830	5430			
42000	0.35	29000	6100	550	570	337500	8	1.43	4310	5960	41000	101	1650
					510	360000	8	1.7	3830	5430			

注：此表是闸瓦计算摩擦因数 $\mu>0.35$ 时所得出的各参数。

（2）最大流量 $Q=9L/min$。

（3）二级制动时一级油压值 $p_1=0\sim4MPa$（可调）。

（4）工作油温为 15～60℃。

（5）油箱的储油量为 500L。

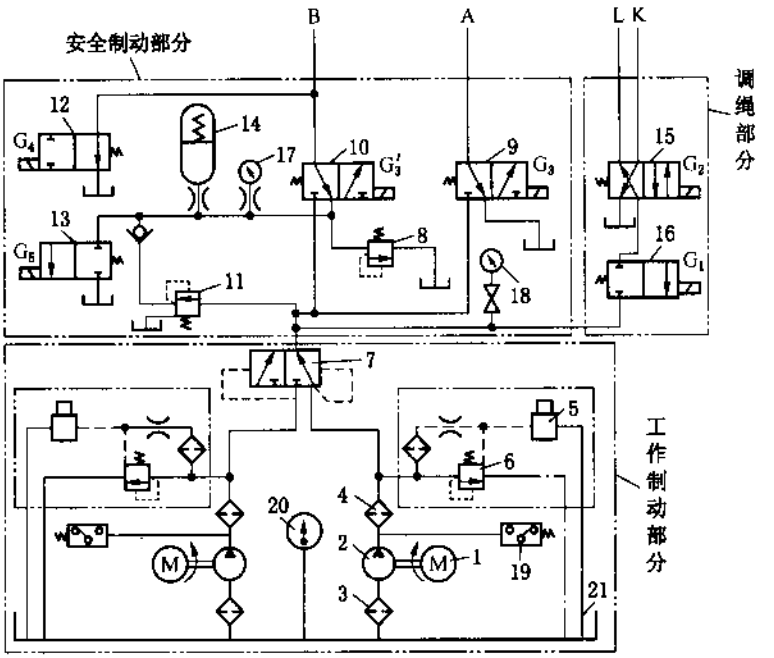
（6）二级制动延时时间小于或等于 10s。

（7）电液调压装置允许最大输入电流为 250mA。

（8）液压油牌号为 N46 抗磨液压油或 22 号透平油。

2. 工作原理

目前在用的低压液压站多为 TY－D/S（D、S 表示用于单、双卷筒提升机）型号，其原理如图 7－2－41 所示，该系统的二级制动特性如图 7－2－42 所示。



1—电动机；2—液压泵；3—网式滤油器；4—纸质滤油器；5—电液调压装置；6—溢流阀；7—液动换向阀；8—溢流阀；9、10—安全制动阀；11—减压阀；12—电磁阀（断电通）；13—电磁阀（有电通）；14—弹簧蓄能器；15—二位四通阀；16—二位二通阀；17、18—压力表；19—压力继电器；20—电接触压力温度计；21—油箱

图 7－2－41 TY－S 液压站原理图

2.5.2.2 中高压液压站

中高压液压站具有制动力矩大、响应速度快的特点，因此适合大型矿井提升机配套使用，与之配套的制动器最大正压力有 80kN、100kN 等几种。现常用的类型和品种有 E138、E140 型单绳单卷筒系列提升机和 JKM、JKMD 多绳摩擦式提升机用的液压站。其主要技术参数如下：

（1）最大油压值 $p=14MPa$。

（2）最大供油量 $Q=(5.76+5.76)$ L/min（E138 型）或 15L/min（E140 型）。

（3）提升机匀速工作时的供油量为 5.76L/min（E138 型）。

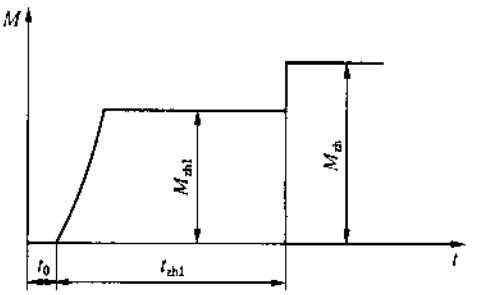
（4）油箱的储油量为 800L（E138 型）和 1000L（E140 型）。

（5）工作油温为 10～60℃。

（6）比例溢流阀最大控制电压为 10V（E138、E140 型）。

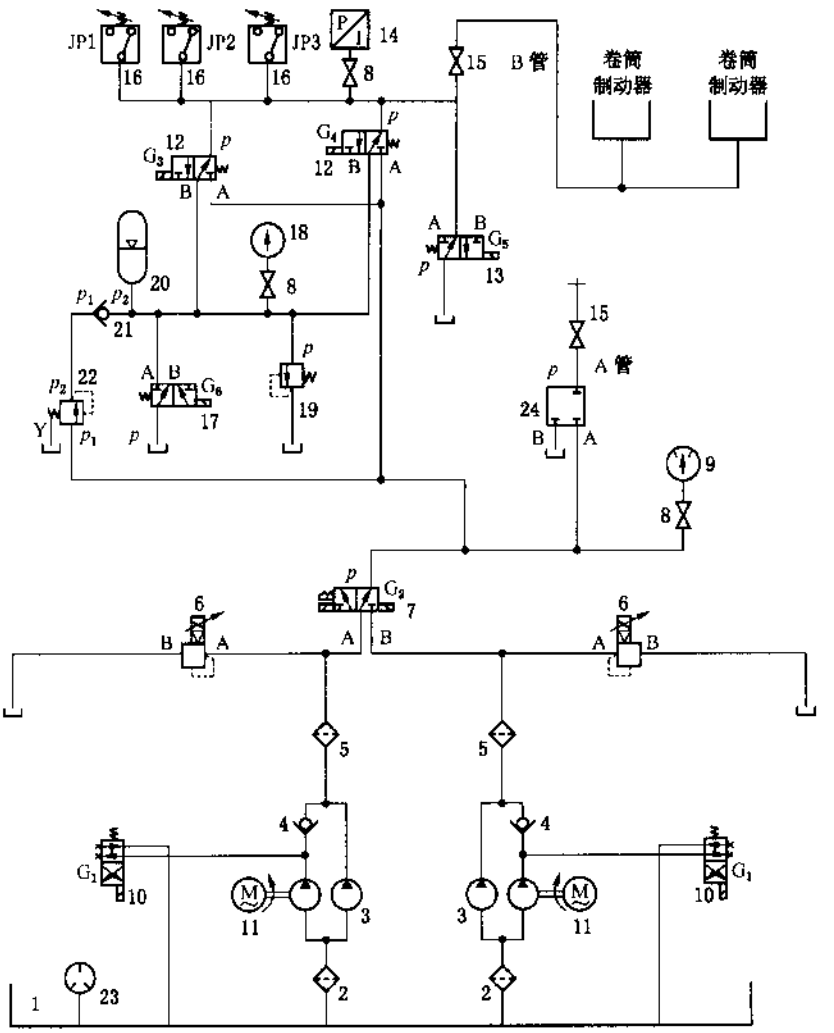
（7）液压油牌号为 HU－20 号透平油或 YB－N32 抗磨液压油。

E138 液压站的原理如图 7－2－43 所示，

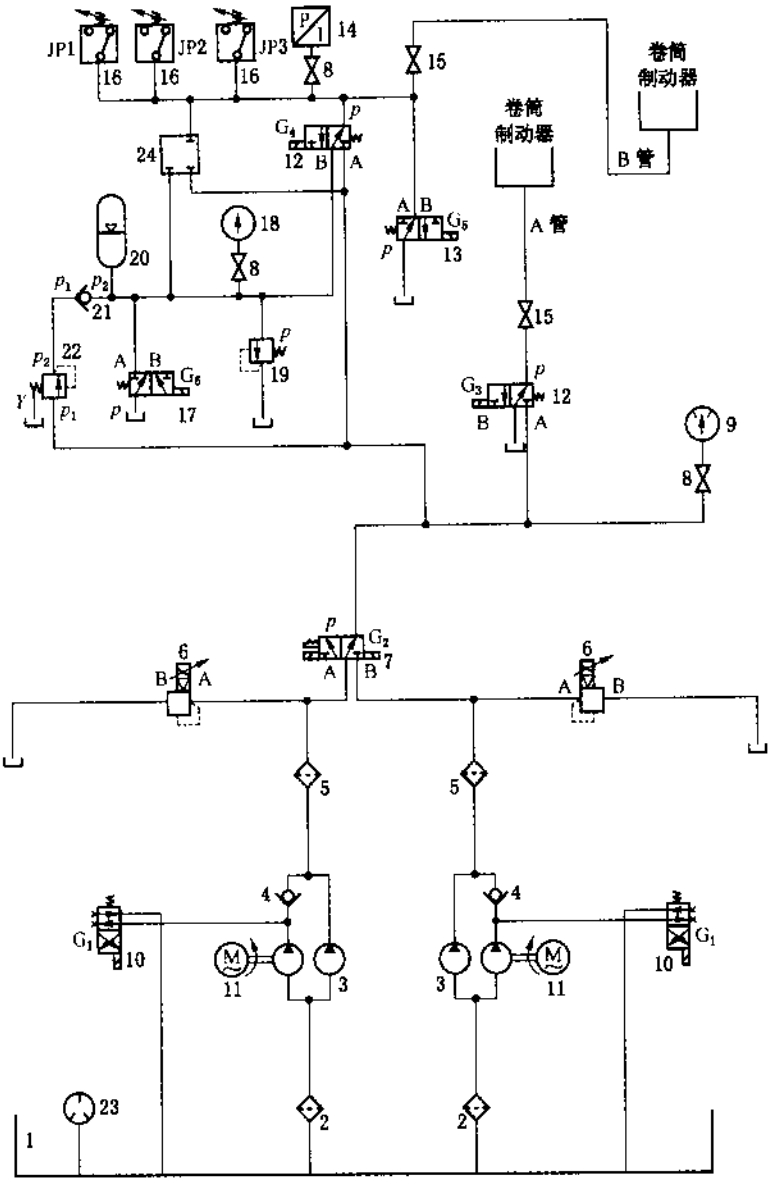


t_0—空行程时间；t_{zh1}—一级制动时间；
M_{zh1}—一级制动力矩；M_{zh}—最大制动力矩

图 7－2－42　二级制动特性



(a) 只用 B 管制动



(b) A、B 管参与制动

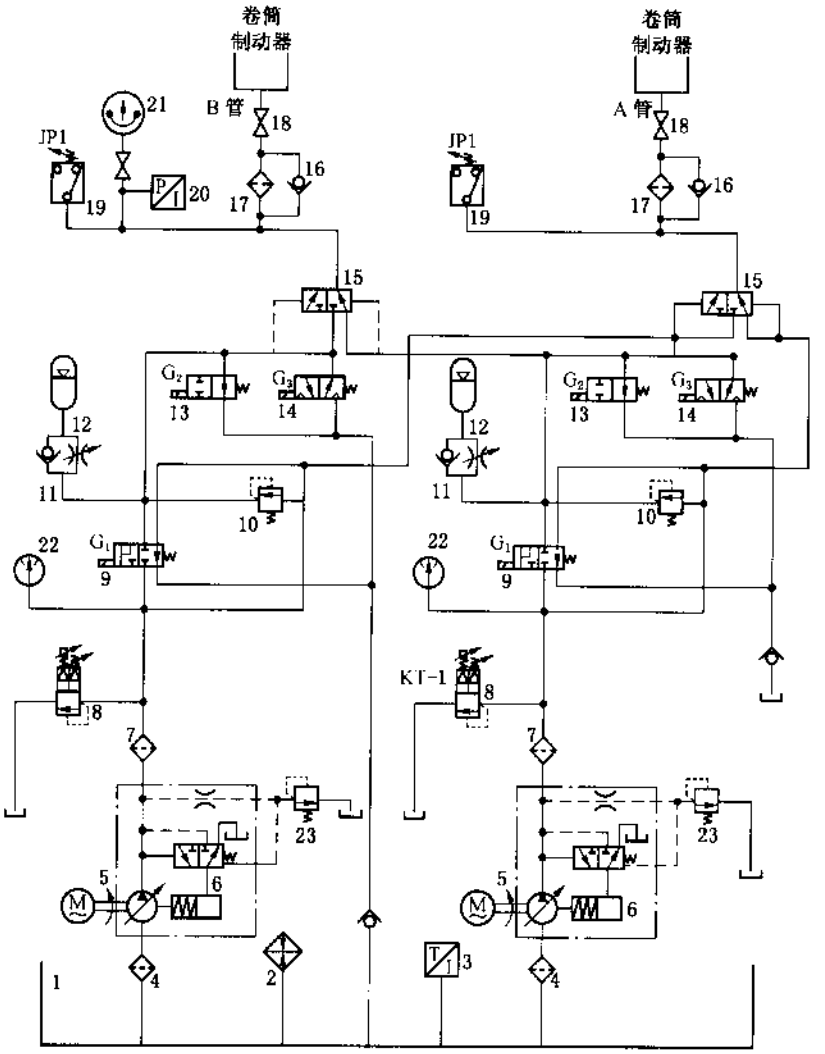
1—油箱；2—网式过滤器；3—液压泵；4、21—单向阀；5—纸质过滤器；6—比例溢流阀；7、10、12、13、17—电磁换向阀；8—压力表开关；9—电接点压力表；11—电动机；14—数显压力表；15—液压螺旋开关；16—压力继电器；18—压力表；19—溢流阀；20—蓄能器；22—减压阀；23—电接点温度计；24—盖板

图 7-2-43 E138 液压站原理图

E140 液压站的原理如图 7-2-44 所示。

2.5.2.3 中高压恒减速液压站

中高压恒减速液压站可以根据提升载荷变化和摩擦提升防滑要求自动调整制动器产生的制动力。在紧急制动时能实现恒减速度的制动控制，制动力矩随负荷变化而变化，同时



1—油箱；2—电加热器；3—温度传感器；4—网式过滤器；5—电动机；6—柱塞泵；7—滤油器；
8—比例溢流阀；9、13、14—电磁换向阀；10—溢流阀；11—单向节流截止阀；12—气囊式蓄能器；
15—液动换向阀；16—单向阀；17—出口滤油器；18—球式截止阀；19—压力继电器；
20—压力传感器；21—压力表；22—电接点压力表；23—遥控溢流阀

图 7-2-44　E140 液压站原理图

还保留了原有二级制动的性能，万一恒减速制动系统失灵，能自动转化实现二级制动，增加了制动系统的可靠性。

目前，国产的中高压恒减速液压站有 E128、E128A、E141 型液压站，用于 JKM、JKMD 多绳摩擦式提升机。中高压恒减速液压站的作用如下：

（1）正常工作时，能够为盘形制动器提供不同油压值的压力油，以获得不同的制动力矩。

（2）在事故状态下，可实现恒减速控制。

（3）恒减速控制系统一旦失灵，立即能转换实现二级制动。

1. 主要参数

（1）最大油压值 $p = 14MPa$。

（2）最大供油量 $Q = (5.76 + 5.76)$ L/min（E128、E128A 型）或 15L/min（E141 型）。

（3）提升机匀速工作时的供油量为 5.76L/min（E128、E128A 型）。

（4）油箱的储油量为 820L（E128、E128A 型）和 500L（E141 型）。

（5）工作油温为 10～60℃。

（6）蓄能器的容积为 6.3L（E128、E128A 型，恒减速控制用）、0.6L（E128、E128A 型，二级制动用）、6.3L（二级制动和恒减速控制共用，E141 型）。

（7）比例溢流阀最大控制电压为 10V。

（8）电液伺服阀最大控制电流为 300mA。

（9）电动机参数：4kW，1440r/min。

（10）电加热器功率为 1kW×2。

（11）液压油牌号为 HU－20 号透平油或 YB－N32 抗磨液压油。

2. 不同型号中高压恒减速液压站的原理图

E128、E128A 液压站的原理如图 7－2－45 所示，E141 型液压站的原理如图 7－2－46 所示。

2.5.3 制动装置参数的计算

制动装置倾角影响因数见表 7－2－41，有关制动装置参数的具体计算见表 7－2－42。

表 7－2－41 倾角影响因数

倾角 α/(°)	30	25	20	10～15
影响因数 k_t	1	0.89	0.8	0.6～0.72

注：若实际矿井的倾角与表中不等，k_t 可用插值法近似地求出相应值。

表 7－2－42 制动装置参数的计算

参数名称	计算公式	备注
制动力矩	$M_z = 2N\mu R_m n$	M_z—制动力矩，N·m； N—正压力，N； μ—闸瓦对制动盘的摩擦因数，$\mu = 0.35 \sim 0.4$； R_m—制动盘的平均摩擦半径，m； n—制动器闸瓦副数
正压力	$N = \dfrac{3DF_0}{4R_m f_n}$	制动力矩 M_z 满足 3 倍最大静力矩 M_j 的要求，即由 $M_z = 2N\mu R_m n = 3M_j = 3F_0 \dfrac{D}{2}$ 即可得出 N 值，式中，D 为卷筒名义直径，m；F_0 为提升机最大静张力差，N

表 7－2－42（续）

参数名称			计算公式	备注
活塞推动力 F_1			$F_1 = N + k\frac{\Delta}{n_1} + c$	N—所需正压力，N； Δ—闸瓦间隙，一般 $\Delta = 1 \sim 1.5$mm，最大不能大于 2mm； k—盘形弹簧刚度，N/mm； n_1—盘形弹簧的片数； c—制动器各运动部分的阻力，可取 0.1N
制动器所需的最大工作油压			$p = \frac{4F_1}{\pi(D^2 - d^2)}$	p—油压，Pa； D—油缸直径，m； d—活塞杆直径，m
最大工作油压 p	立井提升		$p = kp_0 + c'$	k—静拉力和质量影响系数； 当 $\frac{F_c}{\sum m} \geqslant 1$ 时，$k = \frac{1.1F_c}{[F_{cmax}]}$； 当 $\frac{F_c}{\sum m} < 1$ 时，$k = \frac{1.1\sum m}{[F_{cmax}]}$； $\sum m$—提升系统的变位质量，kg； F_c—提升系统实际最大静张力差，N； $[F_{cmax}]$—产品设计允许的最大静张力差，N； p_0—产品设计允许的最大静张力差时的油压值，Pa； c'—制动器综合阻力的油压折算值，一般为 1.65MPa
	斜井提升	双钩	$p = kp_0 + c'$	
		单钩	$p = k_1 kp_0 + c'$	k_1—倾角影响因数，其取值见表 7－2－41
制动力矩验算	满足 3 倍静力矩要求		$M_z \geqslant 3M_j$	M_j—提升系统最大静负荷力矩，N·m
	满足双卷筒调绳要求		$\frac{M_z}{2} \geqslant 1.2M'_j = 1.2 \cdot \frac{D}{2}(Q_z + pH)$	M'_j—为调绳时的静力矩，N·m
	满足减速度要求	上提货载	$M_z \leqslant 5\sum mR - M_j$	$a \leqslant 5\text{m/s}^2$
		下放货载	$M_z \geqslant 1.5\sum mR + M_j$	$a \geqslant 1.5\text{m/s}^2$
开闸油压	贴闸油压		$p_t = \frac{N}{A} + p_c$	A—制动有效面积，m^2； p_t—贴闸油压，Pa； p_c—系统残压，Pa
	松闸过程的闸瓦正压力		$p_k = p_t + 2p_f$	p_k—开闸油压，Pa； p_f—制动缸阻力对应油压，Pa

表7-2-42（续）

参数名称		计算公式	备注
第一级制动油压	二级制动方式一	$p_1=2(p_m-p_1-p_2)-\frac{M_{z1}}{nA\mu R_m}$	二级制动方式一：安全制动时，A组闸油压回零产生一级制动力矩，B组盘形闸待提升机速度为零时，油压回零产生第二级制动力矩 二级制动方式二：安全制动时，A、B两组闸油压均降到第一级制动油压，产生一级制动力矩，待提升机速度为零时，油压回零产生第二级制动力矩。 p_1—保持必须的闸瓦间隙所需油压，Pa； p_2—制动器各运动部分阻力折算油压，Pa； p_m—最大工作油压，Pa； M_{z1}——一级制动所需力矩，N·m； R_m—制动盘的平均摩擦半径，m； μ—闸瓦对制动盘的摩擦因数，$\mu=0.35\sim0.4$； n—制动器闸瓦副数； A—制动有效面积，m^2； p_3—残压，Pa； $3M_{jmax}$—静力矩，N·m
	二级制动方式二	$p_1=p_m-p_1-p_2-\frac{M_{z1}}{2nA\mu R_m}$ $p_m\geqslant\frac{3M_{jmax}}{2nA\mu R_m}+p_1+p_2+p_3$	

注：1. 在确定提升机制动力矩时，要同时兼顾以上各制动力矩验算公式对制动力矩的要求，若不能同时满足，安全制动可用二级制动。

2. 二级制动时，第一级制动油压产生的制动力矩按照满足安全规程紧急制动减速度和摩擦提升防滑减速度要求计算。

2.6 矿井提升控制系统

2.6.1 提升机的电力拖动分类和选择

1. 提升机的电力拖动分类

按提升机的拖动电机供电电流分，可以分为交流拖动和直流拖动。按电动机的数量分，有单机拖动和双机拖动。按连接形式分，有带减速器和直联式。

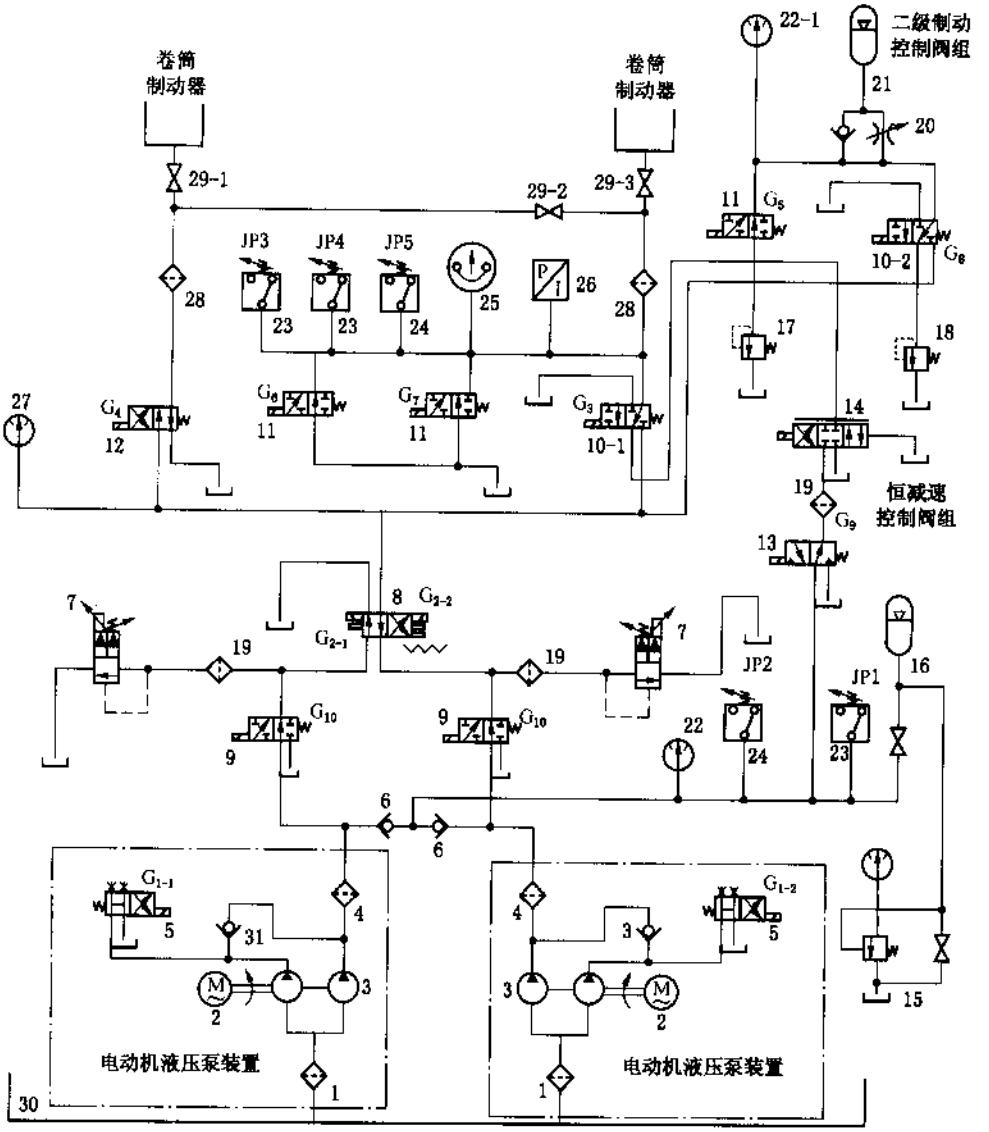
2. 提升机拖动形式的选择

矿井提升机拖动形式的选择直接影响矿井的基础投资、生产能力、安全可靠性及吨煤成本，在选择时主要考虑以下几个因素：

（1）初期投资费用。一般绕线式转子回路串电阻交流拖动系统初期投资小，但控制性能和调速性能较差。直流拖动系统与变频调速系统造价较高，但控制性能好。

（2）运行费用（包括维护费用）。转子回路串电阻交流拖动系统启动需要转子附加电阻，特别是在爬行二次给电阶段，大部分能量消耗在电阻中，运行费用较高。直流系统与变频调速系统调速性能好，运行费用较低。

（3）控制性能。从传统意义上来说，直流电机的启动和调速性能优于交流电机，但采用变频调速技术的交流拖动系统也具有调速性能好的优点，因而很有发展前途，目前有

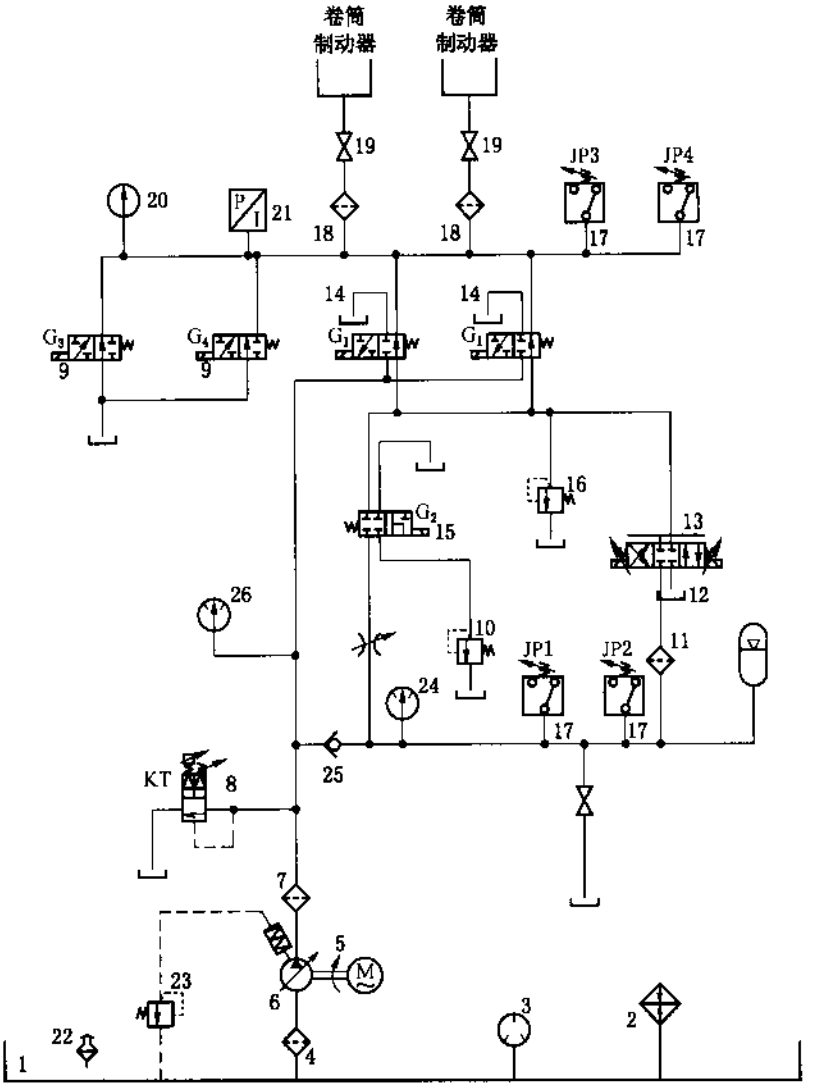


1—网式过滤器；2—电动机；3—双联泵；4、19、28—滤油器；5、8、9、10、11、12—电磁换向阀；6、31—单向阀；7—比例溢流阀；13—电磁球阀；14—伺服阀；15—安全截止阀；16—大蓄能器；17、18—溢流阀；20—单向节流截止阀；21—小蓄能器；22、27—压力表；23、24—压力继电器；25—电阻远传压力表；26—压力传感器；29—球阀；30—油箱

图 7-2-45　E128、E128A 液压站原理图

取代直流调速的趋势。

（4）容量的限制。绕线型感应电动机转子回路串电阻交流拖动最大容量为 1000kW，双机拖动可达 2000kW。当拖动容量大于 1000kW 和提升速度在 10m/s 以上时，一般采用直流拖动比较合适。当拖动容量大于 3000kW 时，既可以采用双机拖动的直流系统，又可以采用交—交变频供电的同步机拖动系统。



1—油箱；2—电加热器；3—电接点温度计；4—网式过滤器；5—电动机；6—液压泵；7—滤油器；8—比例溢流阀；9、14、15—电磁换向阀；10、16—溢流阀；11—滤芯；12—气囊式蓄能器；13—伺服阀；17、21—压力继电器；18—出口滤油器；19—球式截止阀；20、24、26—压力表；22—空气滤清器；23—遥控溢流阀；25—单向阀

图 7-2-46 E141 液压站原理图

近年来，国内煤矿提升机电控系统的发展充分吸收了国际上电力传动的最新成果，特大功率直流传动、交—交变频传动、交—直—交传动等电控方式紧跟国际高性能位能负载电控系统的发展潮流。从国际上看，具备前端整流功能的交—直—交传动方式，由于其优越的网侧性能和传动控制特性，正在成为矿井提升机电控系统的首选方式。新建矿井更加大型化，提升机电控系统必然向着电压等级提高、容量增加的方向发展。矿井提升机电控系统综合性能比较见表 7-2-43。

表 7-2-43　矿井提升机电控系统综合性能比较

系统名称 / 比较项目	TKD 系统	直流电控系统	定子短封方式	定子高压变频	转子双馈变频
调速性能	调速范围窄，调速精度低，有级调速	调速范围宽，调速精度高	同步速以内连续可调	同步速以内连续可调	可超同步速运行，速度连续可调，调速精度高
安全可靠性	空、重载减速度不好控制，运行不稳定，可靠性低	电控技术成熟，运行可靠，但直流电机维修麻烦	改变电动机的磁路，引起定子、转子绝缘下降，安全性不好	结构复杂，功率器件太多，大量短寿命电容，安全可靠性差	结构稳固，运行安全可靠
运行效率	空、重载减速度不好控制，爬行段长，提升效率低	提升效率高	同步速以内速度连续可调，提升效率较高	同步速以内速度连续可调，提升效率高	超同步速以内速度连续可调，提升效率最高
谐波污染	无谐波	谐波较大，尤其是大功率直流拖动，需要进行谐波治理	由于采用两电平结构，谐波污染较大	很小	三电平结构，谐波小，对电网污染很小
功率因数	等于电动机功率因数	较低，需加功率因数补偿装置	较高	较高	功率因数高，可达到 1
能耗	能量浪费严重	由于直流电动机效率较低，故能耗较高	由于改变电动机的磁路，电动机效率大大降低，能耗大	变压器的复杂选型比电动机功率大，且效率低，能耗低	变频器效率高，能耗很低
启动转矩	启动转矩大，机械冲击也大	启动转矩大	启动转矩小，需大幅加大启动电流	1.8 倍额定电流产生 1.5 倍额定启动转矩	1.5 倍额定电流就可以产生 1.5 倍额定启动转矩
经济适用性	初期投资小，能量浪费严重	初期投资适中，综合性能不如转子双馈变频	电动机效率降低且寿命缩短，需更换电解电容，经济适用性不好	投资适中，但需更换电解电容，运行成本高，且不可靠，经济适用性不好	投资适中，各项指标优秀，值得推广，经济适用性好
综合评价	淘汰产品	技术成熟，目前应用较多	对设备有危害，不推荐	可靠性差，运行成本高，不推荐	经济、社会效益显著，应用前景良好

2.6.2 提升机直流拖动控制

2.6.2.1 直流拖动控制系统

根据供电电源的区别，矿井提升机的直流电力拖动可分为发电机—电动机直流拖动系统（G－M系统）和晶闸管—电动机直流拖动系统（V－M系统），目前广泛使用的是V－M系统。

V－M系统有电枢换向的可逆直流调速控制系统和磁场换向的可逆直流调速控制系统。电枢换向转矩的反向快，初期投资较大。磁场换向转矩的反向较慢，初期投资较小。对于矿井提升机来说，并不要求转矩变化太快（急剧的转矩变化会造成过大的机械冲击，而且由于钢丝绳的弹性连接往往会引起剧烈振荡），且其拖动电动机容量一般较大，所以磁场换向控制技术在大容量的矿井提升机直流电力拖动中得到广泛应用。

磁场换向的可逆直流调速控制系统与电枢换向的可逆直流调速控制系统相比，有以下3点不同：

（1）电枢变流装置为一套变流器，输出电流是单方向的。

（2）磁场变流装置为两套可逆变流器，输出电流可反向，磁场电流的大小和极性受调节电路的控制，与电动机的期望转矩的大小和极性有关。

（3）磁场变流器的输出电压要考虑3～5倍的强励倍数，这对电动机励磁绕组的绝缘提出更高的要求。

2.6.2.2 全数字直流拖动系统

采用全数字控制技术构造的提升机直流拖动系统如图7－2－47所示，主要由供电主回路、全数字调节器、多PLC冗余控制、上位机监控及装、卸载控制系统等5部分构成。

系统设备主要有：

（1）高低压开关设备。电控设备的供电电源应采用高、低压开关馈电。电源进线应是双回路进线，并能可靠切换；高压开关设备应符合GB/T 11022的有关规定；低压开关设备应符合GB 14048.1—2006的有关规定。

（2）变流设备。变流设备应满足在四象限中稳定运行和无级调速的要求。变流设备的输出电压额定值应与提升电动机的额定电压相匹配。变流设备的连续输出电流（或功率）额定值应与提升电动机的额定电流（或功率）相匹配。除非另有规定，否则变流设备的负载等级按GB/T 3859.1—1993中表8规定的标准负载Ⅴ级考虑。变流设备的输入、输出端应设置过电压保护吸收装置。用于励磁的变流设备，励磁电流应可连续调节，开车时提供满励磁，停车时提供维持励磁或零励磁。

（3）变流变压器设备。给变流设备供电的变流变压器，应有可靠的温度保护，其性能应满足变流设备的要求。

（4）电抗器。在变流设备的输入侧可采用线路电抗器，改善馈线阻抗，减小电网缺口及预期的短路电流；在变流设备的输出侧与电枢回路中，可设置电抗器，用作滤波、平波及均流，其电感量按轻载（5%电枢额定电流）时负载电流连续进行设计。

（5）直流快速开关。电枢供电回路应设置直流快速开关，其额定电压与电枢额定电压相匹配，其分断能力应不低于电枢额定电流的2倍。

（6）控制设备：

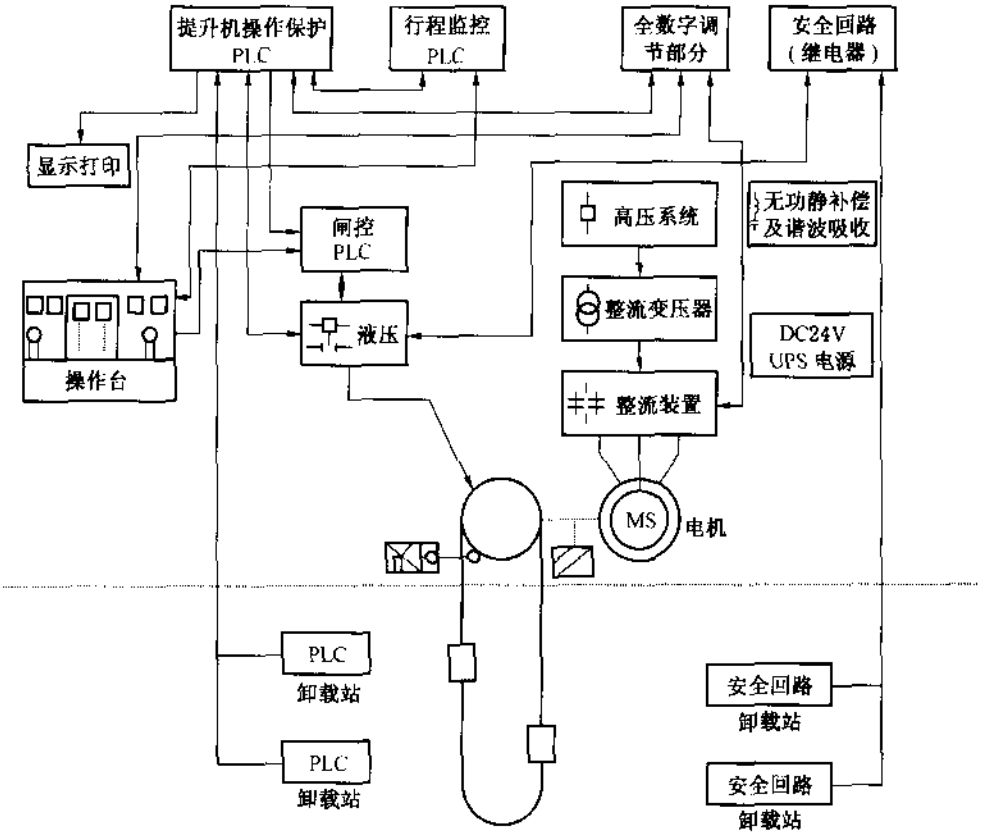


图 7－2－47　提升机全数字直流拖动系统图

① 控制设备（柜）至少应配置 2 套控制器，控制器应优先采用可编程序控制器。

② 安全回路的执行机构应是继电器，且安全继电器应按断电施闸原则设置。安全继电器间应有保证动作一致性的监控措施。

③ 司机操作台上应有提升速度给定手柄、制动控制手柄、功能选择开关、操作按钮以及运行工况、故障显示、提升容器位置的模拟和数字两种显示。

④ 制动液压泵、润滑液压泵和冷却风机等辅助设备的控制电路，应设有短路和过载保护。

⑤ 控制电路应由不间断电源或隔离变压器提供电源。

⑥ 控制电路的额定电压应不高于 220V。

⑦ 电磁操作的电器在控制电源电压为额定电压的 85% ～110% 、周围空气温度为 －5 ～ ＋40℃的范围内均应可靠吸合。

（7）上位监控机。上位监控机应提供：

① 人－机通信、监视、控制与操作。

② 系统运行状态、监控变量及故障内容等信息的实时显示与记录。

③ 网络化接口，可实现与上一级系统的数据交换、远程监视及诊断等。

TKD－SZ、JKM/Z－SZ 系列全数字直流电控系统设备及技术特征见表 7－2－44。

表 7-2-44 TKD-SZ、JKM/Z-SZ 系列全数字直流电控系统设备及技术特征

序号	名 称	技 术 特 征
1	主电动机	电动机电压：440V、660V、800V、1000V； 电动机功率：5000kW； 电动机转速方面：高速电机带减速器或低速直联电机
2	高压开关柜	额定电压：三相，6kV 或 10kV，±10%； 额定频率：50（1±2%）Hz； 分为固定式真空式高压开关柜或移动式真空式高压开关柜； 包括进线柜、保护及测量柜、馈电柜等
3	主整流变压器	变压器数量与变流器主回路接线相匹配； 变压器容量及二次侧电压与提升主电机及变流器容量、电压相匹配
4	励磁变压器	
5	全数字调速装置	额定电压：440V、660V、800V、1000V； 以提升机力图为根据，推荐在下列数值中选取变流器额定电流：500A、630A、800A、1000A、1250A、1600A、2000A、2500A、3150A、4000A、5000A、6300A、8000A； 调速范围：≥30； 控制精度：等速段小于 1%；减速段小于 5%； 国产可控硅采用优质管芯及 XF 系列散热器，形成可控硅组件，自冷或他冷；变流装置包括：变流器装置控制；全数字调节器及励磁控制；可控硅整流器；联络切换柜（12 脉动有一组桥出现故障的情况下，可实现 6 脉动运行）
6	直流快速开关	型号：DS12、DS14
7	电抗器	与变流器及电机相配
8	辅助变压器	通常为选用，提供控制电源
9	低压控制电源柜	双回路进线，为电控系统各个环节供电，包括液压站、润滑站、控制回路，同时考虑有备用回路
10	可编程序控制柜	实现提升机工艺过程的控制联锁及保护，并与上位机通信
11	上位机监控系统	通常包括多媒体工控机和彩色显示器
12	司机操纵台	操纵台设置有操纵手柄或电位器进行制动和速度给定，具有深度指示（数码精针、发光管粗针）、必要的电压、电流、压力、速度显示，具有操作按钮、急停按钮、转换开关进行提升方式控制，具有必要的信号灯显示工作情况、主要故障情况，主井提升的操纵台可以不设操纵手柄，进行按钮开车
13	传感器元件	含编码器、测速机、井筒磁性开关等
14	其他配套装置	副井提升信号装置、主井自动装卸载及信号装置、副井推车控制设备

2.6.3　提升机交流拖动控制

2.6.3.1　新型绕线异步电动机电阻调速控制系统

由于 PLC 的新型 TKD 系统控制性能好，已被普遍采用。下面主要介绍 TKD－PC、JKMK/J－PC 交流提升机的调速控制系统。

1. 技术参数

（1）提升电动机容量：单电动机 1000kW 及以下；双电动机 2×1000kW 及以下。

（2）提升电动机电压等级：高压 6kV、10kV；低压 380V、660V。

（3）调速方式：电动机转子串电阻调速。

2. 技术功能

（1）实现提升机的半自动或手动运行，满足提升机控制工艺要求及各种安全联锁保护要求。

（2）实现提升机的行程监视和位置闭环控制，具有完善的深度、速度显示及控制功能。

（3）实现提升机运行状态的智能监控和后备保护，增加了许多检测、监控及提升机运行过程重要参数的记录功能，为提升机故障原因及动态过程分析提供了依据。

（4）实现提升机主回路控制器件真空化要求。

（5）采用 PLC 控制，硬件配置简单，软件编程灵活，调试方便且维护量小。

（6）采用电子控制方式，系统动、静态性能好，具有良好的闭环性能。

（7）设计更加合理，机电配合更加协调，整机可靠性高。

3. 控制系统构成

矿井提升机新型交流电控系统构成如图 7－2－48 所示。

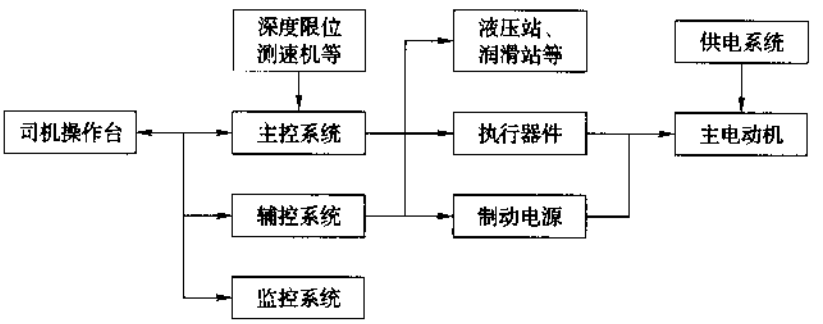


图 7－2－48　矿井提升机新型交流电控系统构成

主控系统主要是完成提升机从加速、等速、减速、爬行到停车整个过程的开关量逻辑控制。辅控系统主要是完成对可调闸速度闭环环节、动力（低频）制动速度闭环环节、包络线的速度保护环节和测速环节等的控制。监控系统对电控系统关键部件，包括信号系统工作情况、提升机运行整个过程中关键参数及司机操作的正确性进行监控和显示，并具有后备保护和控制功能。制动电源是指用于提升机减速的动力制动或低频制动电源。执行器件是指高压换向器和低压接触器等。

4. PLC 操作主控系统

PLC 基本单元具有电源、CPU、存储器、输入输出接点，通过插槽可以连接各种扩展单元、扩展模块和特殊功能模块。

PLC 控制软件设计主要包括：模块初始化及 I/O 控制部分；控制工艺部分；安全保护部分；上位通信部分；位置闭环控制部分。

2.6.3.2 交—交变频同步电动机调速控制系统

1. 矢量控制交—交变频同步电动机电控系统

矢量控制交—交变频同步电动机电控系统的硬件结构如图 7－2－49 所示。系统主要由主控计算机、驱动控制计算机、整流变压器、交—交变频器、励磁变压器、电压电流检测装置、轴编码器等组成。

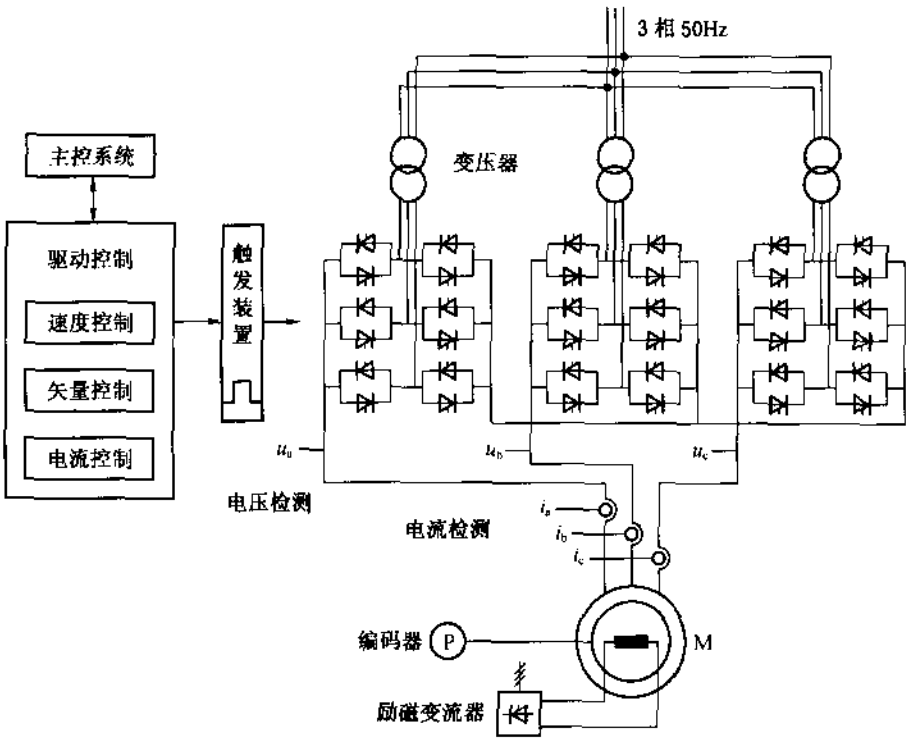


图 7－2－49 交—交变频提升机电控系统框图

驱动控制程序（软件）主要有速度控制环节、矢量控制环节、电流控制环节、励磁控制环节等几部分。程序由功能已确定的软件包（模块）组成，可根据需要调用软件包，并将其连接就可组成闭环控制程序。

2. 提升机全数字交—交变频调速电控设备

全数字同步交—交变频控制系统配置如图 7－2－50 所示。

技术性能和特点如下：

（1）主回路用整流变压器可采用 6 台双绕组整流变压器，也可采用 2 台三相三裂解

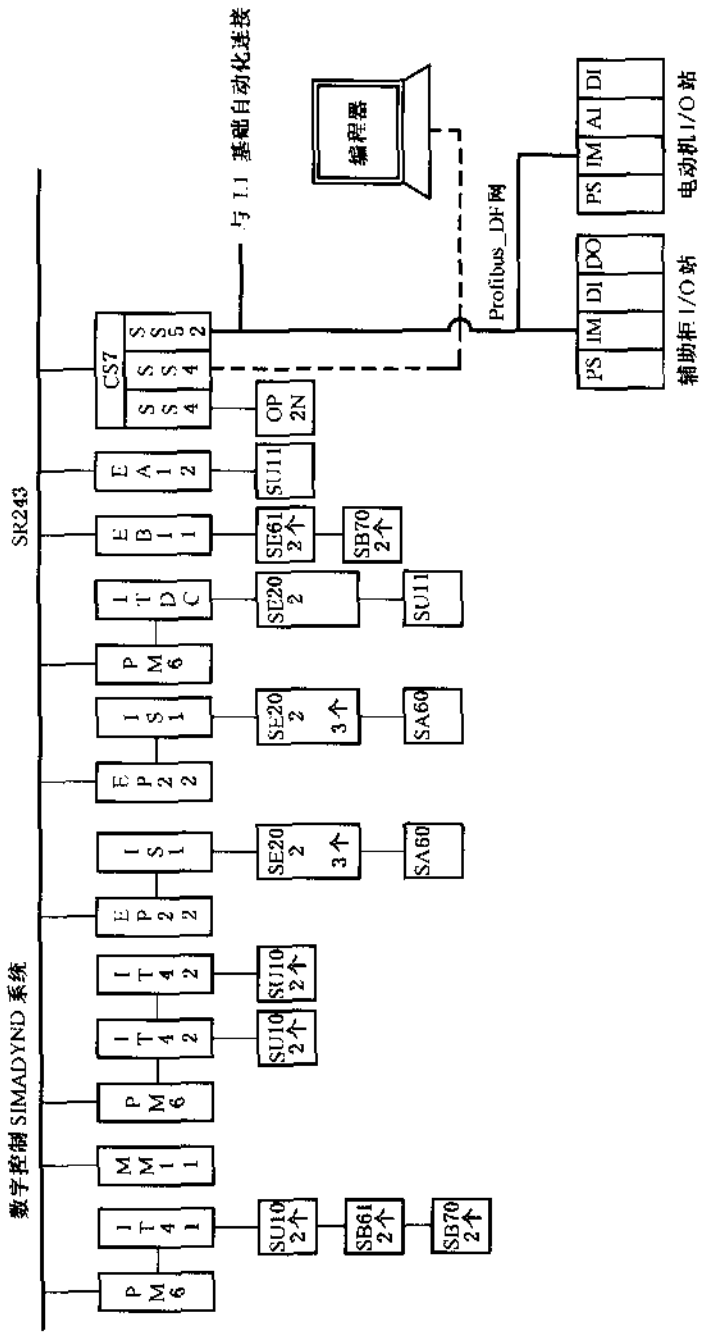


图 7-2-50　全数字同步交—交变频控制系统配置

结构的变压器。

（2）电机和变流器采用双 Y 型连接结构形成 12 脉动的波形，大大减少谐波。通过切换柜切换，每一套变压器和变流器均可全载半速单独运行。

（3）同步电动机励磁采用不可逆晶闸管三相全控桥控制，保护回路除配置一套高容量压敏电阻吸收回路外，还配置一套二极管 BOD 检测及晶闸管开关控制的专用快速保护回路。

（4）采用西门子 SIMADYND 高性能计算机控制，64 位 RISC 处理器并行工作，硬件高度集成化。采用图形化自由编程，模块化自由配置，多处理器并行工作，能满足各种复杂的、精确的控制要求。

（5）矢量控制具有电动机的功率因数自动调节功能，使电动机的功率因数保持在 1.0 左右。

（6）零速启动力矩大，可达 6 倍额定力矩。

（7）系统保护功能齐全，安全可靠，能实现硬件和软件多路冗余控制。

（8）操作维护简便，具有全自动、半自动、手动、检修、验绳等操作方式。

2.6.3.3 提升机交—直—交电控系统

交—直—交变频在主回路拓扑结构上又可以分两电平方式、三电平方式和级联方式。

1. 两电平低压变频器（通用变频器）

大多数通用变频器多采取两电平方式，其逆变器拓扑结构如图 7－2－51 所示。

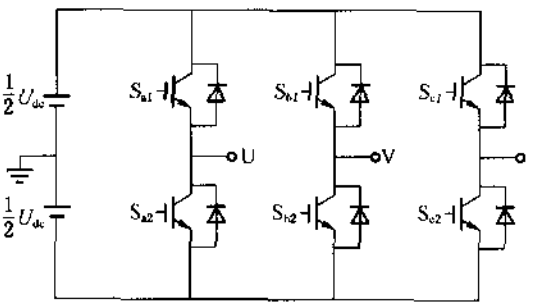


图 7－2－51 两电平逆变器拓扑结构

这种方式在每个桥臂上只有一个开关器件，每相输出只有两种电平，即 U_{dc} 和 0。两电平变频器控制框图如图 7－2－52 所示。

两电平控制方式的优缺点主要体现在以下几个方面：

（1）使用频率范围广，从 0～200Hz。

（2）结构简单、易于设计和调试，且易于现场维护。

（3）调速性能好，属于无级调速。

（4）由于两电平自身特点，电压和功率都受到限制，一般在 690V 和 500kW 以下。

（5）du/dt（电压变化率）比较大，对电机的绝缘要求比较高。

（6）产生的谐波和射频干扰大，需要治理。

TKD/JBP－1、JKMK/JBP－1 系列提升机交流电控设备具有以下特点：

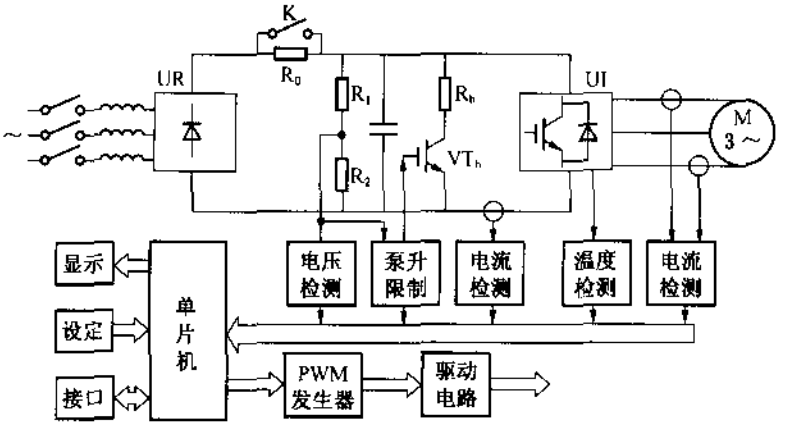


图 7－2－52　两电平变频器控制框图

（1）变频调速控制系统采用磁通矢量控制的 SPWM 正弦波脉宽调制技术，具有调速精度高（±0.2%）、调速范围大（1∶200）、启动转矩大、零速转矩保持功能、自动转矩补偿功能等特点。

（2）具有完善的自动诊断、自动设定相关参数的功能，动、静态特性参数均可设定，使调试工作简单方便，无需专用的调试仪器。

（3）具有高可靠性的软硬件保护功能，最大转矩、最大电流限制，过载、过流、欠压、缺相、过压、堵转、接地等保护。

（4）可配置可控硅或 IGBT 回馈型制动单元，实现四象限运行，将提升机位能负载具有的动能回馈电网。

（5）全数字化控制，抗干扰能力强，集成度高，事件响应速度快。

（6）网络化控制：整个电控系统的各部分通过网络进行数据和信号交换，充分考虑现场的安装条件，尽量简化安装和维护。控制柜和操作台、控制系统和信号系统等通过网络进行数据交换不仅快速方便，而且硬件少，可靠性高。

（7）提升机的操作控制系统采用两套 PLC 实现冗余设计，确保提升机的安全运行。

（8）采用无触点的光电隔离输入，无触点的固态继电器输出。

（9）维护简单化、操作人性化：全中文监控系统使得提升机运行参数、运行状态、故障信息一目了然；自动（针对主井提升）、手动、半自动、检修等各种运行操作方式简单、可靠；操作台人性化设计，无视觉、操作疲劳；柜间预装插接电缆线（可选），使得安装调试快捷方便。

2. 多电平级联变频器

多电平级联变频器的结构如图 7－2－53 所示，由移相变压器、功率单元和控制器组成。6kV 系列有 18 个功率单元，每 6 个功率单元串联构成一相。每个功率单元拓扑结构如图 7－2－54 所示。

多电平级联方式的优缺点如下：

（1）根据串联的级数，输出电压可作大范围调整。

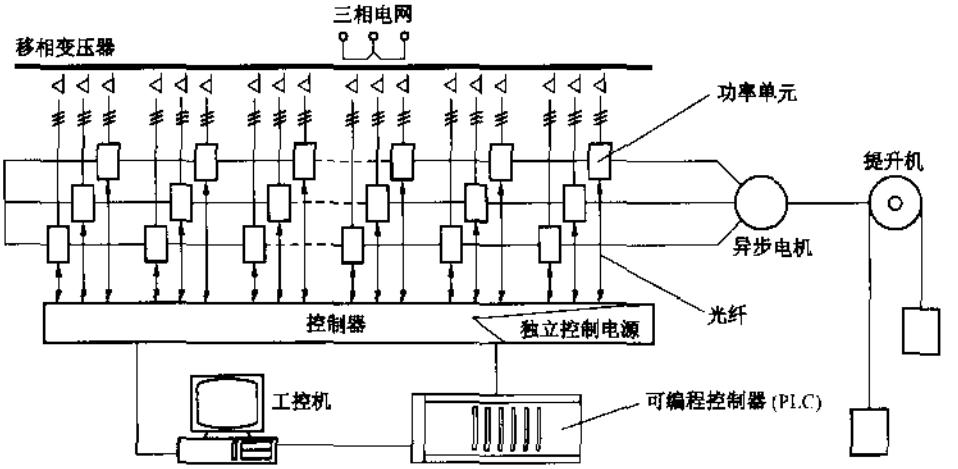


图 7-2-53 多电平级联变频器结构图

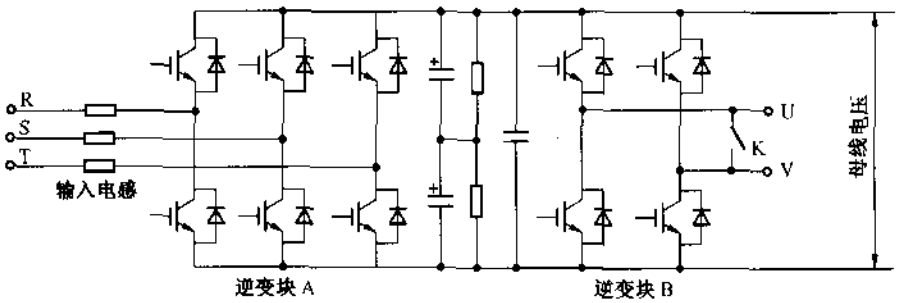


图 7-2-54 功率单元拓扑结构图

(2) 调速性能平稳、连续可调。

(3) 产生的谐波分量小，不会对电机造成伤害。

(4) 主回路结构复杂，元器件多。6 个单元（适用于 6kV）需要使用 180 个功率元件，电压越高，使用的功率元器件就越多，从而使故障点增多，不易维护。

(5) 很难实现先进的控制算法。大多采取 V/F 控制，这种控制方法相当于开环，一般适用于风机、水泵等负载变化不大、动态响应要求不高的场合，而对于提升机来说，其负载是时刻变化的，对动态响应要求非常高，级联是很难实现的。

(6) 移相变压器为非标准产品，损耗大。

3. 三电平变频器

三电平主回路拓扑结构如图 7-2-55 所示。该电路易于控制，且主开关器件关断时仅承受直流母线一半的电压，因此更为实用。三电平逆变器作为一种新型的高压大容量功率变换器，从电路拓扑结构入手，在得到高质量的输出波形的同时，克服了两电平逆变器的诸多缺点。

1) 绕线式电动机转子双馈变频调速系统

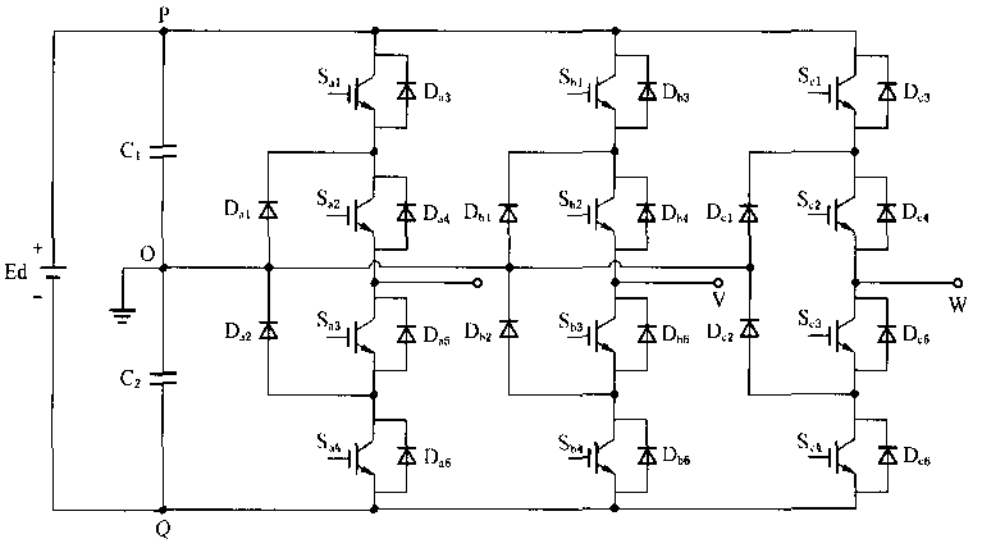


图 7-2-55　三电平主回路拓扑结构

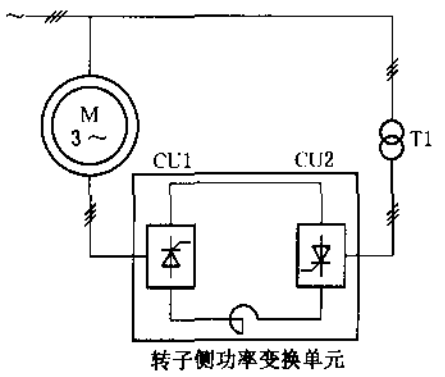


图 7-2-56　双馈调速系统运行原理

（1）双馈调速系统运行原理如图 7-2-56 所示。系统在绕线式电动机转子侧引入全控功率变换单元，通过控制转差功率进行调速，其中 CU1 为全控逆变单元，用于提供与转子电势同频率的变压变频电源；CU2 为全控整流单元，在提供稳定直流电压的同时，可对网侧功率因数和谐波进行调节和补偿，使系统对电网造成的影响可忽略不计。

转子双馈变频系列可适用于绕线式电动机转子串电阻调速系统的升级改造，国内大容量交流调速系统大量采用此种方式。

（2）双馈控制电动机在调速的同时，能够独立调节定子侧无功功率，改善系统的功率因数。由于电动机定子侧直接接入恒压恒频电网，因此在实际应用中，应合理地选择转子电流的控制方式，使系统获得某种能量指标最优。一般双馈调速系统有以下 4 种运行方式：

① 全补偿工作方式。这种方式全部补偿定子的无功功率，使定子无功电流为零。在转子不过流的情况下，电动机的输出转矩将小于额定转矩。这种工作方式控制简单，较易实现，比较适用于负载变化不大的场合。

② 转子电流最小工作方式。这种工作方式的实际意义在于降低转子侧功率变换器的容量。由于转子有功电流分量取决于负载，因此，当转子电流无功分量为零时，转子电流达到最小值。在这种情况下，当转矩为额定时，转子的全电流即为额定的有功电流。

③ 转子电流恒定工作方式。当负载变化时，转子电流幅值不变，但相位改变，重载时，转子电流的转矩分量较大。这种工作方式特别适合负载变动较大，经常轻载而电网又

常常需要补偿功率因数的场合。

④ 最小损耗工作方式。通过调节转子电压的幅值和相位，合理地分配定子电流的有功分量和无功分量，使得在任何负载下双馈调速的异步电动机的损耗为最小。这种控制方式效率最高，但控制复杂。

2）鼠笼电动机三电平定子变频调速系统

（1）该系统在鼠笼电动机定子绕组引入背靠背三电平全控功率变换单元，通过调节同步转速进行调速，如图7－2－57所示。其中CU1为定子绕组全控逆变单元，采用转子磁链定向矢量控制技术，用于提供和控制相关的变压变频电源；CU2为定子绕组全控整流装置，采用电网电动势定向矢量控制技术，在提供稳定直流电压的同时，可对网侧功率因数和谐波进行调节和补偿。

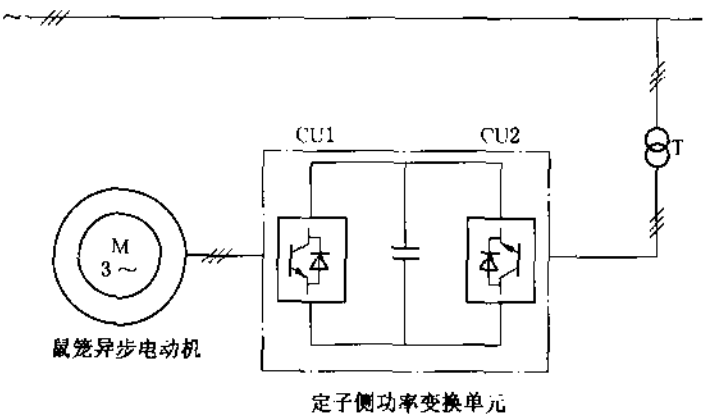


图7－2－57 鼠笼电机交—直—交三电平定子变频系统结构

（2）系统组成及各部分功能。

① 定子高压柜：提供电动机定子电源。

② 变压器：主要提供整流侧电源，将高压变为整流所需电源，又称整流变压器。

③ 电抗器：主要起到平滑电流的作用。

④ 整流柜：主要将三相交流变换成直流，同时起到能量双向回馈的作用。

⑤ 逆变柜：主要将直流变换成三相交流，同时起到能量双向回馈的作用。

⑥ 调节柜：主要是对整流柜与逆变柜进行控制，使电动机进行变频运行。

⑦ PLC柜：用于整合系统各个部分之间配合工作，对电动机运行与设备进行保护。

⑧ 上位机：主要是监视系统运行状态与显示故障信息。

⑨ 操作台：作为司机操作系统的平台，显示系统各个部分的运作状态。

⑩ 低压配电柜：主要提供低压电源。

3）同步电动机三电平定子变频调速系统

（1）该系统在同步电动机定子绕组引入背靠背三电平全控功率变换单元，采用气隙磁场定向矢量控制技术，通过调节同步转速进行调速，如图7－2－58所示。其中CU1为转子侧晶闸管整流单元，控制同步电动机转子侧励磁电流；CU2为定子绕组全控逆变单

元，用于提供和控制相关的变压变频电源；CU3 为定子绕组全控整流装置，在提供稳定直流电压的同时，可对网侧功率因数和谐波进行调节和补偿。

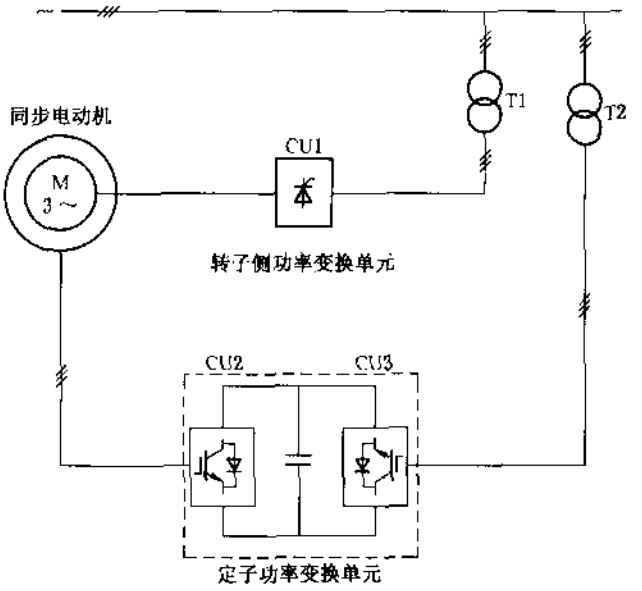


图 7-2-58　同步电动机交—直—交三电平定子变频系统结构

（2）系统组成及各部分功能。同步电动机三电平定子变频调速系统由定子侧控制系统和转子侧控制系统组成。

① 转子励磁柜：提供电机转子励磁电源。

② 定子高压柜：提供电机定子电源。

③ 变压器：主要是提供整流侧电源，将高压变为整流所需电源，又称整流变压器。

④ 电抗器：主要起到平滑电流的作用。

⑤ 整流柜：主要将三相交流变换成直流，同时起到能量双向回馈的作用。

⑥ 逆变柜：主要将直流变换成三相交流，同时起到能量双向回馈的作用。

⑦ 调节柜：主要是对整流柜与逆变柜及转子励磁柜进行控制，使电动机进行变频运行。

⑧ PLC 柜：用于整合系统各个部分之间配合工作，对电动机运行与设备进行保护。

⑨ 上位机：主要是监视系统运行状态与显示故障信息。

⑩ 操作台：作为司机操作系统的平台，显示系统各个部分的运作状态。

⑪ 低压配电柜：主要提供低压电源。

2.6.4　提升机的综合自动化控制

随着控制、计算机、通信、网络等技术的发展，目前国内外生产的提升机，其电气保护技术由原来的继电器或半导体逻辑单元控制技术发展到多 PLC（可编程序控制器）、智能仪表的数字控制技术以及上位工控机监控的网络控制技术。

1. 上位机监控系统

随着计算机技术的发展，目前上位机监控系统主要采用工控机、工控机与触摸屏一体机和打印机等。上位机监控系统主要实现人机通信、监视、控制与操作，同时，上位监控系统可以同全矿的生产、管理系统交换数据，实现网络化控制。打印机可以实时打印事故记录、生产报表、系统运行数据。

2. PLC 主机控制

主控可编程控制器是网络控制系统的主站，它完成整个提升电控系统的信号处理、数据运算、通信控制、系统管理等。

3. PLC 安全保护控制

PLC 安全保护控制根据外部输入的有关数字开关量、输入模拟量、光电编码器脉冲等信号进行逻辑运算、数据计算，完成提升机的启动、运行、停车等整个提升过程的运行控制及保护。PLC 主机控制和安全保护控制之间可以相互保护、相互监控，可在其中一台 PLC 故障的情况下，担负对提升机紧急控制的任务。

4. 数字监控器

随着数字技术的发展和可编程控制器的普遍应用，数字监控器代替了机械式监控器和井筒开关，作为提升机安全运行的后备保护。数字监控器的主要功能如下：

（1）接受光电编码器脉冲信号，计算提升机运行速度和容器实际位置。

（2）具有最佳减速和水平到位信号。

（3）根据提升机运行速度图预设的速度包络线，检测提升机运行速度，作为等速段、减速段和爬行段的速度保护。

（4）给出制动控制系统预制动、制动信号。

（5）钢丝绳衬垫磨损校正。

5. 信号、装/卸载系统

（1）对于副井提升系统，信号控制根据井口、井底罐笼的位置状态，安全门、摇台是否到位，人员、设备是否就绪向提升机主电控发出是否允许开车的信号。

（2）对于主井提升系统，装/卸载控制根据箕斗的位置状态，装/卸载是否完毕，由信号控制向提升机主电控发出是否允许开车的信号。

2.7 提升机技术性能测试

《煤矿安全规程》规定：新安装的矿井主要提升装置，必须经验收合格后方可投入使用。投入运行后的设备，必须每年进行 1 次检查，每 3 年进行 1 次测试，认定合格后方可继续使用。

检查验收和测试内容应包括下列项目：

（1）《煤矿安全规程》规定的各种保险装置。

（2）天轮的垂直和水平程度、有无轮缘变形和轮辐弯曲现象。

（3）检查电气、机械传动装置和控制系统的情况。

（4）各种调整和自动记录装置及深度指示器的动作状况和精密程度。

（5）检查常用闸和保险闸的各部间隙及连接、固定情况，并验算其制动力矩和防滑条件。

（6）测试保险闸空动时间和制动减速度。对于摩擦轮式绞车，要检验在制动过程中

钢丝绳是否打滑。

（7）测试盘形闸的贴闸压力。

（8）井架的变形、损坏、锈蚀和振动情况。

（9）井筒罐道的垂直度及固定情况。

检查和测试结果必须写成报告书，针对发现的缺陷，必须提出改进措施，并限期解决。

2.7.1　机电控制系统测试

1. 测试内容

详细的测试项目见表7－2－45。

表7－2－45　电气、机械传动装置和控制系统的测试项目

测试类别	测试项目	检测标准或要求	测试方法
保险装置	防止过卷装置	能自动断电并使保险闸发生作用	现场试验
	防止过速装置	能自动断电并使保险闸发生作用	现场试验
	过负荷和欠电压保护装置		现场试验
	限速装置		现场试验
	深度指示器失效保护装置	能自动断电并使保险闸发生作用	现场试验
	闸瓦间隙保护装置	能自动报警或自动断电	现场试验
	松绳保护装置	能自动断电并报警	现场试验
	满仓保护装置	能报警和自动断电	现场试验
	减速功能保护装置	能示警并开始减速	现场试验
电气控制	PLC主控系统		现场试验
机械传动装置	制动盘偏摆	<1mm	测试分析
	钢丝绳安全系数	提人：≥7.5	验算
		提物：≥9.0	验算
	最大静张力	满足设计要求	验算
	最大静张力差	满足设计要求	验算
运行参数校核	最大提升速度	满足设计要求	测试分析
	主加速度	满足设计要求	测试分析
	主减速度	满足设计要求	测试分析
	电机功率	满足设计要求	测试分析
	电机电流过负荷	满足设计要求	测试分析
	加速电阻	—	测试分析
	深度指示器	动作状况及精密程度	现场试验

2. 测试分析项目

表7－2－45中测试分析的主要内容包括如下几个方面：

1）制动盘偏摆度

制动盘偏摆度是指制动盘旋转一周其端面的跳动值。偏摆度偏大使得闸瓦与制动盘不能很好地贴合，将导致制动闸瓦的接触面积减小和闸瓦间隙的不均匀。接触面积减小会使得制动力减小，接触面倾斜，导致闸瓦摩擦不均，降低闸瓦的使用寿命。

2）速度图的测定

提升速度图的测定是计算提升系统变位质量及计算提升加减速度的前提。另外，在矿井提升主控系统改造中，多种调速控制方式得到应用，对速度图的测定也是对调速性能评价的方法之一。现场速度信号的来源较多，信号提取方法也多，可以利用测速发电机的电压输出，也可以利用光电编码器或永久磁铁一霍尔元件对角位移进行检测。

3）变位质量测试分析

变位质量的测定是建立在速度图准确测量的基础上，是矿井提升机性能测试的一个主要项目，是进行动力学计算、电动机容量验算、制动力矩验算和多绳摩擦提升防滑验算的重要参数。

4）加速电阻的测定

对于转子串电阻调速方式的交流驱动提升机来说，转子电阻的计算和测定是提升机能否按照所要求的速度图运行的关键。

5）提升力图的测定

测试原理为：当提升机正常工作时，电动机的定子电流与电动机发出的拖动力成正比，即与作用在提升机卷筒上的拖动力成正比。因此，只要测出一次提升过程中各阶段的定子电流，就可对应计算其拖动力。

2.7.2 制动系统测试

1. 测试内容

制动系统详细的测试项目见表7－2－46。

表7－2－46 制动系统测试项目

测试项目	检测标准或要求	测试方法
闸瓦间隙	≤2mm	测试分析
保险闸连接、固定情况	连接可靠	测试分析
制动力矩	满足设计要求	测试分析
防滑条件	满足设计要求	测试分析
保险闸空动时间	≤0.3s	测试分析
制动减速度	$1.5 \leqslant a_3 \leqslant 5$	测试分析
盘形闸的贴闸压力	满足设计要求	测试分析

2. 测试分析项目

1）盘型闸的测试

现场测试时，对闸瓦间隙、保险闸空动时间、盘形闸的贴闸压力是同时测量分析的。制动器的空动时间是指制动器闸瓦从最大敞闸位置以最快的速度贴上制动盘所经过的时间，也就是在紧急制动情况下，从安全回路断电开始至闸瓦贴闸所经过的时间。闸瓦间隙

是指制动器最大敞闸位置与制动盘之间的间隙。开贴闸油压测定方法是通过位移传感器和油压传感器，同时记下闸瓦位移信号和油压信号，根据电涡流传感器获取的闸瓦位移信号可判定闸瓦开合状态，同时对应的油压值为开、贴闸油压。

2）制动力矩的测试

在制动系统的测试中，为了确保提升工作安全顺利地进行，制动装置必须给出一个恰当的制动力矩。为真正做到提升机安全可靠地运行，必须做好制动力矩测定工作。对于制动力矩的测试，特别是对盘形闸绞车制动力矩的测试有很多方法，具体测试方法见表 7－2－47。实际测试中，要根据具体情况选用具体的测试方法，必要时综合运用几种测试方法，并且根据各方法的测试结果来进行对比分析，分析测试误差来源和减小误差的方法，提高各个测试量的准确程度。

表 7－2－47　制动力矩测试方法比较

比较项目 / 测试方法	误差来源	减少误差的主要方法	适用情况	总体评价
贴闸油压法	贴闸油压，闸瓦与制动盘之间的摩擦系数	准确测量闸瓦与闸盘的摩擦系数与贴闸油压	测量到的油压曲线和闸瓦位移曲线较为规则	准确性较高，对现场生产影响较小
拉力传感器法	拉力传感器系数 a	减小系数 a，使闸瓦的间隙接近	闸瓦的间隙接近，制动盘偏摆较小	准确性较高，现场操作较繁琐
现场监测装置法	传感器	增高传感器精度	配备有制动器的监测装置	准确性较高，维护较困难
惯性力矩测试法	变位质量，提升载荷	实测系统变位质量，准确装载	可普遍适用	能较为准确地测量动态制动力矩，对现场生产影响最小

3）防滑条件的测试

对于多绳摩擦提升机，根据其防滑原理，可求出防滑许用减速度，再根据实测的制动减速度的大小判断其是否满足防滑要求。

2.7.3　井筒井架系统检测

井筒井架系统检测的内容包括：

（1）天轮的垂直和水平程度，轮缘变形和轮辐弯曲现象。

（2）井架的变形、损坏、锈蚀和振动情况。

（3）井筒罐道的垂直度及固定情况。

关于天轮和井架的检测，通常是通过人工观察的方式。实际使用中，矿井提升罐道的检测方法主要是传统的静态检测法，通常的检查方法为矢量检查。对于局部弯曲、罐道接头错位、接头间隙和松动等罐道缺陷的检测，则需要工作人员站在运行速度很低的容器内，用肉眼来逐步观察；对罐道的倾斜、弯曲等变形，通常采用吊钢丝法。

国外现有的罐道静态检测方法主要是轮廓检测法，俄罗斯、波兰等国对此研究得较

早。俄罗斯研制了对罐道间距和罐道偏斜进行综合监测的СИ型测站，该测站包括测量偏离垂直方向偏斜的角仪器СУ、测量罐道间距变化的仪器СР以及安装СУ和СР的滑架КД。波兰利用断面测量仪以某一运行速度对罐道进行连续偏斜观测。

对刚性罐道动态检测方法的研究在国外开展得较早，通过检测提升容器的水平动态特性可以评定罐道整体的运行状态，发现了较差的罐道系统运行状态必然导致较大的提升容器振动加速度这一条件，提出了用于刚性罐道运行状态判别的建议准则，并被多数矿井提升检测机构所采纳。

目前国内关于提升罐道动态检测方法的研究发展较快，它是通过在正常提升过程中或检修提升工况中，在提升容器上固定传感器，实时检测记录提升容器的振动冲击、转动和横向位移等测试数据，再综合提升罐道系统的参数，分析存在的故障缺陷信息。

2.8 矿井提升安全设备

我国安装的矿井提升安全装备过去仅为满足《煤矿安全规程》、标准化和现代化矿井检查的需要。随着矿井发展对安全高效需求的提高，一些故障预测、预报和状态维修的安全装备也在一些大型矿井安装使用，在此仅介绍适应于安全高效矿井提升的几种安全装置。

2.8.1 过卷过放缓冲装置

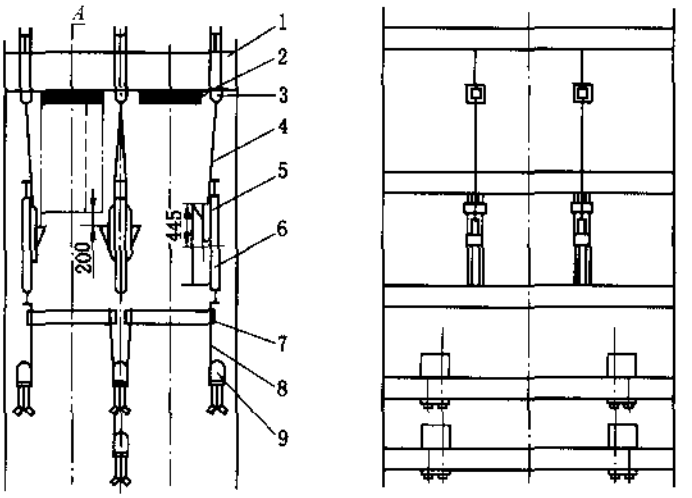
过卷过放缓冲装置按其吸能或缓冲元件可分为塑性变形吸能装置、摩擦吸能装置、液压阻尼吸能装置和弹性缓冲装置。塑性变形类过卷过放缓冲装置是利用吸能元件工作时发生塑性变形来耗散能量，其主要结构有木质楔型罐道、拉伸钢制杆件、未拉伸尼龙绳、线性塑性应变钢带和柔性罐座。摩擦吸能装置是利用吸能元件相对运动时接触面间的摩擦功来耗散过卷容器的能量，其主要结构有钢丝绳螺旋绳槽式和摩擦卷筒式。液压阻尼吸能装置是通过阻尼孔产生的阻尼来耗散过卷容器的能量，有液力和气动两种形式。弹性缓冲装置是通过弹性元件将过卷容器的能量转换成变形能，使冲击力的作用时间增大，减少冲击力峰值，有弹簧和橡胶缓冲两种形式。从这些装置的原理可以看出，其作用都是事故发生后避免事故的扩大，属于后备保护。

1. BS型摩擦卷筒缓冲装置+FHT型防撞梁托罐保护装置

BS型摩擦卷筒缓冲装置，利用摩擦做功来吸收过卷（过放）容器的动能。正常提升时，提升容器碰不到缓冲托梁，过卷时，提升容器顶部碰到缓冲托梁，带着缓冲托梁向上运动。缓冲托梁通过4根钢丝绳拉着4台缓冲器的卷筒转动，缓冲器给出一定的制动阻力，通过缓冲绳、缓冲托梁作用于提升容器，迫使提升容器停住。缓冲器的制动力是可以调定的。调定的原则是保证过卷后的容器平稳地停住，冲击减速度 $a<g$。防撞梁采用工字钢梁，防撞梁下面采用橡胶弹簧进行缓冲。FHT型防撞梁托罐保护装置由缓冲器、滑槽、托爪等组成。提升容器过卷撞击托爪时能自动回缩，当容器继续上升到刚刚离开托罐装置时，托爪迅速伸出，托住下落容器。托罐保护装置既有托罐功能，又具有缓冲功能。整体结构如图7－2－59所示。

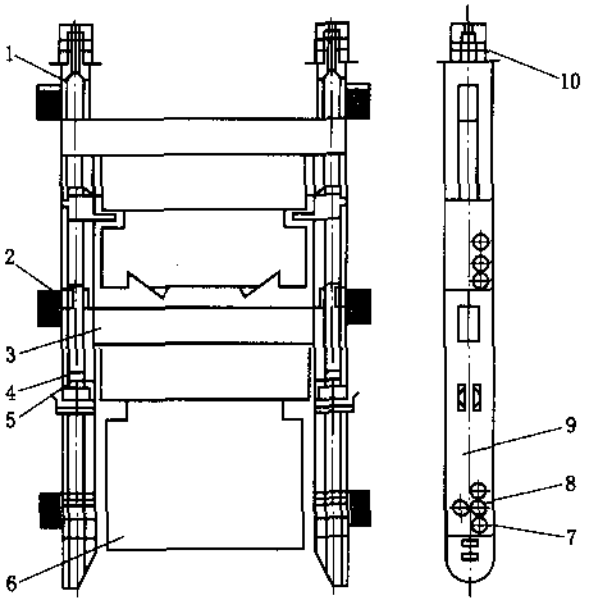
2. HZSN型多功能过卷保护装置

HZSN型多功能过卷保护装置利用金属材料的塑性变形实现吸能缓冲，如图7－2－60所示。其加载机构及逆止机构的基本动作原理为：当过卷上升的提升容器在过卷距离内开



1—防撞梁；2—橡胶弹簧；3—FHT 托罐缓冲器；4、8—钢丝绳；5—FHT 托罐装置；
6—固定竖梁；7—防过卷缓冲器；9—BS 防过卷缓冲器

图 7-2-59　BS 型摩擦卷筒缓冲装置＋FHT 型防撞梁托罐保护装置



1—套柱；2—滑柱；3—横梁；4—钢带；5—逆止锁舌；6—提升容器；
7—压辊组；8—中间压辊；9—曲轨；10—弹簧组

图 7-2-60　HZSN 型多功能过卷保护装置

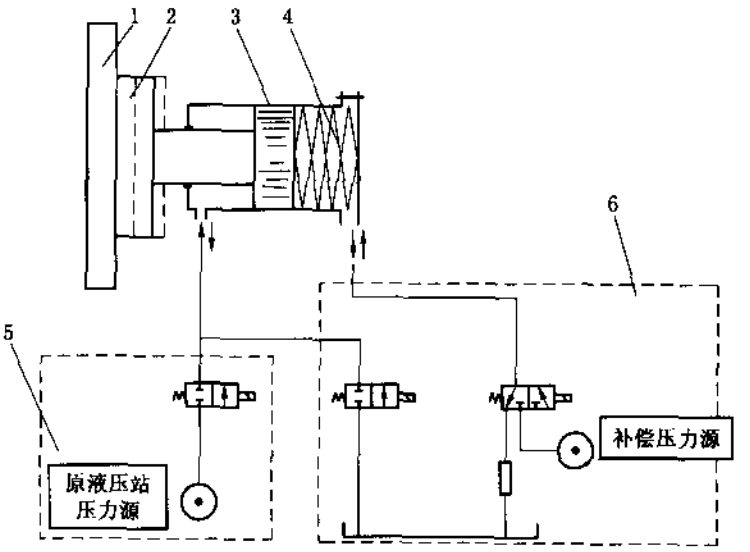
始推动缓冲装置的横梁向上运动时，横梁横担着两根滑柱向上运动，同时逆止锁舌外侧的斜面受到固定（静止）套柱的下压而向内侧伸出，锁住顶在横梁之下的提升容器，使滑柱、横梁与提升容器锁在一起，无论向上或向下都必须一起运动。同样，压辊组被固定曲

轨压迫的同时做水平移动，压辊组的运动使纵贯套柱、滑柱中心的钢带产生S形塑性变形，且在曲轨的曲线段内逐步增大，缓冲制动力也随之增大。当中间压辊行至曲轨的上部直线段时，制动力达到最大值。其后，滑柱无论是向上运动，还是向下运动，都受限于钢带本身恒定的变形力，也就是缓冲制动力或逆止力。在横梁、滑柱、吸能元件钢带、逆止锁舌、压辊组的联合作用下，过卷的提升容器可在允许的过卷距离内可靠地缓冲制动，停止上升后即保持在该处不再反向下滑。一旦横梁被提升容器推至顶端，横梁将被套柱直接套住，此时横梁起到防撞梁的作用，而钢带、逆止锁等不会受到冲击，能够防止容器的回落，从而起到托罐装置的作用。此外，在提升容器的进入端，套柱有导入斜度，因此该装置还兼有罐道的功能。

2.8.2 制动器失效保护装置

盘式制动器补偿增压装置是在提升机安全回路节点动作以后才启动液压泵，并开始监测提升机测速电机的电压。若发现提升机未按设定的减速度减速制动，则立即实施补偿制动，同时将原制动器的松闸压力油与盘式制动器补偿增压装置的油箱接通，确保闸能贴上制动盘并补偿正压力，通过对测量减速度与设定减速度的比较控制补偿制动力的大小，以保证提升机减速停车的稳定性。

盘式制动器工作液压站与补偿增压液压站的系统关系如图7-2-61所示。



1—制动盘；2—闸瓦；3—活塞；4—碟形弹簧；5—原液压站；6—补偿液压站

图7-2-61 盘式制动器工作液压站与补偿增压液压站的系统关系

补偿制动器液压站设有如下可靠性保护功能：

（1）适时和适度的补偿增压功能。根据检测回路的信号，对补偿制动的投入时机进行适时控制，只有检测到提升机处于危险失控状态时，补偿制动才投入使用；提升机正常运行时，补偿制动处于冷储备状态待命。对投入的补偿制动力进行适度控制，根据提升机制动器失控的程度提供分级的补偿制动力，保证提升机处于合理的制动减速度运行。