The Handbook of Chief Coal Mine Engineers

Volume Ⅲ

煤矿总工程师技术手册

·下 册·

编委会主任 赵铁锤

主 编 袁 亮

副主编 葛世荣 黄盛初 翟德元

煤炭工业出版社 · 北京

China Coal Industry Publishing House

Beijing · China

煤矿总工程师技术手册

（下　　册）

编委会主任　赵铁锤

主　编　袁　亮

副主编　葛世荣　黄盛初　翟德元

煤 炭 工 业 出 版 社

·北　京·

The Handbook of Chief Coal Mine Engineers

Vol. Ⅲ

Chairman of Committee: *Zhao Tiechui*, *Vice Minister of SAWS*
Administrator of SACMS

Leading Authors: *Yuan Liang*, *Academician of Engineering*
Ge Shirong, *Professor*
Huang Shengchu, *Ph. D*
Zhai Deyuan, *Professor*

China Coal Industry Publishing House

Beijing. China

《煤矿总工程师技术手册》编委会

主　　任　赵铁锤

副 主 任　王树鹤　付建华　彭建勋　黄　毅

委　　员　（以姓氏笔画为序）

卫修君　王　安　王　源　王思鹏　朱凤山
任润厚　刘东财　刘克功　刘纯贵　刘炯天
孙继平　纪国友　李国彪　李建新　杨景才
吴　鑫　吴永平　何学秋　张凤舞　张文山
张庆恒　张希平　张铁岗　张喜武　张瑞玺
林　冰　洪伯潜　贺天才　袁　亮　黄盛初
黄福昌　彭苏萍　葛世荣　游　浩　窦庆峰
翟德元

主　　编　袁　亮

副 主 编　葛世荣　黄盛初　翟德元

主要编写人　（以姓氏笔画为序）

万　昌　王眉林　王崇林　王德明　邓晓阳
邓喀中　左树勋　匡亚莉　朱炎铭　仲晓星
任万兴　刘　刚　刘长友　刘建华　刘树才
刘桂平　刘章现　孙亚军　李　洪　李世银
李国欣　李晓波　李意民　杨春敏　杨胜强
肖兴明　宋宏伟　张　农　张双全　张书毕
张希平　张银忠　张景松　陈更林　林在康
罗驱波　周军民　周荣福　周福宝　房孝春

赵云锋　赵国泉　姜汉军　洪晓华　秦波涛
都新建　钱建生　殷德银　高井祥　唐开敏
陶有俊　陶秀祥　黄　炜　黄日恒　屠世浩
隋旺华　蒋玉强　程德强　傅雪海　谢广元
解京选　窦林名　廖斌琛

统　　稿　韩可琦　黄日恒　王思鹏　张文山　王捷帆
廖斌琛　周张庚

主要审稿人　（以姓氏笔画为序）

于　斌　万援朝　卫　东　马光军　王　安
王米林　王雄伟　王富奇　殳廷文　方庆州
尹玉龙　邢奇生　朱亚平　朱建春　刘汉喜
刘成明　刘克功　刘彦斌　刘祥来　许宝学
孙志国　苏　顺　李　龙　李生奇　李国旗
李佩全　杨冬生　杨春稳　杨俊哲　杨晓华
杨家华　吴玉华　何学秋　张长海　张文海
张龙旗　张志军　张保连　陈东科　陈克熙
武　刚　武青林　周　霖　周凤增　周心权
周建斌　单智勇　赵开全　赵长春　赵英利
胡　剑　胡春胜　贺天才　秦斌青　徐开宇
郭小电　郭忠凯　涂晓东　黄　晖　黄　强
黄建忠　黄显华　黄福昌　彭苏萍　董荣泉
谢俊文

编委会秘书处　王捷帆　李佩全　才庆祥　向云霞　郑发科

目　次

（上册）第1篇　煤矿总工程师岗位职责及技术管理体系

1　总工程师岗位职责 …… 3

1.1　总工程师岗位定位 …… 3
1.2　总工程师岗位职责 …… 3
1.3　总工程师的权限 …… 4
1.4　总工程师应具备的条件 …… 4

2　技术管理综述 …… 5

2.1　技术管理内容 …… 5
2.1.1　基本建设矿井技术管理 …… 5
2.1.2　生产矿井技术管理 …… 6
2.1.3　矿井生产能力核定 …… 6
2.1.4　企业技术创新管理 …… 9
2.2　技术管理组织机构 …… 9
2.2.1　技术管理机构的形式及特点 …… 9
2.2.2　技术人员的配置及素质要求 …… 9
2.2.3　技术管理的规章制度 …… 10
2.3　技术管理的职责划分 …… 10
2.3.1　各专业技术管理部门的职责 …… 10
2.3.2　各专业部门技术管理内容 …… 11
2.3.3　各专业技术管理部门的协作要求 …… 13
2.4　技术管理运行 …… 13
2.4.1　技术管理审批程序 …… 13
2.4.2　技术文件审批权限划分 …… 14
2.5　技术资料管理 …… 14
2.5.1　矿井建设技术资料管理 …… 14
2.5.2　矿井生产资料管理 …… 14
2.5.3　矿井生产施工资料管理 …… 15

3　建设项目技术管理 …… 16

3.1　建设项目的分类 …… 16

3.2　煤炭资源探矿权、采矿权的取得 …… 16
3.2.1　探矿权申请 …… 16
3.2.2　采矿权申请 …… 18
3.3　建设项目的审批、核准或备案 …… 19
3.3.1　建设项目基本建设程序 …… 20
3.3.2　审批制项目的报批程序 …… 21
3.3.3　核准制项目的核准程序 …… 22
3.3.4　备案制项目的备案程序 …… 25
3.4　建设项目前期有关技术管理工作 …… 25
3.4.1　建设项目可行性研究报告的技术管理 …… 25
3.4.2　建设项目环境影响评价 …… 25
3.4.3　建设项目安全预评价 …… 26
3.4.4　组织编制和内部评审初步设计 …… 27
3.4.5　初步设计的报批、审批分级管理 …… 27
3.5　建设项目各专篇的技术管理 …… 27
3.5.1　建设项目安全专篇设计、审查 …… 27
3.5.2　建设项目地面建设工程消防申报 …… 29
3.5.3　建设项目节能评估报告 …… 29
3.6　新改扩建项目的经济评价 …… 30
3.6.1　新建项目的经济评价 …… 31
3.6.2　改扩建项目的经济评价 …… 33
3.7　建设项目实施阶段的技术管理 …… 34
3.7.1　施工图预算技术管理 …… 34
3.7.2　开工前技术管理 …… 36
3.7.3　建设项目招标投标技术管理 …… 36
3.7.4　合同的技术管理 …… 39
3.7.5　施工阶段工程技术管理 …… 41
3.7.6　工程监理技术管理 …… 42
3.7.7　工程结算技术管理 …… 45
3.8　建设项目的竣工移交验收 …… 47
3.8.1　验收阶段的管理 …… 47
3.8.2　安全设施及条件验收技术管理 …… 48
3.8.3　环境保护专篇验收技术管理 …… 49
3.8.4　水土保持专篇验收技术管理 …… 50
3.8.5　消防专篇验收技术管理 …… 52
3.8.6　职业卫生专篇验收技术管理 …… 52
3.8.7　工程质量认证 …… 53
3.8.8　档案管理验收 …… 54
3.8.9　项目正式竣工验收 …… 55

4　生产矿井技术管理…… 57
4.1　采掘技术管理…… 57
4.1.1　采掘技术管理的内容 …… 57
4.1.2　采掘技术管理的组织机构…… 57
4.1.3　采掘技术管理的职责划分…… 57
4.2　机电技术管理…… 57
4.2.1　机电技术管理的内容 …… 57
4.2.2　机电技术管理的组织机构…… 58
4.2.3　机电技术管理的职责划分…… 58
4.3　“一通三防”技术管理…… 59
4.3.1　“一通三防”技术管理的内容…… 59
4.3.2　“一通三防”技术管理的组织机构 …… 59
4.3.3　“一通三防”技术管理的职责划分 …… 59
4.3.4　矿井热害…… 60
4.4　地测及防治水技术管理…… 60
4.4.1　地测及防治水技术管理的基本任务 …… 60
4.4.2　矿井水害防治技术管理 …… 60
4.4.3　探放水技术管理 …… 61
4.4.4　资源储量管理 …… 62
4.5　调度技术管理…… 64
4.5.1　调度技术管理的任务及职责范围 …… 64
4.5.2　调度技术管理的权限 …… 65
4.6　洗选技术管理…… 65
4.7　安全技术管理…… 65
4.8　环境保护管理…… 67
4.8.1　环保管理组织机构 …… 67
4.8.2　环保管理责任制 …… 67
4.8.3　环保管理制度 …… 67
4.8.4　污染治理技术管理 …… 68
4.8.5　放射性同位素与射线装置安全、防护管理…… 69
4.8.6　环境监测技术管理 …… 69
5　企业技术创新管理…… 71
5.1　企业技术创新体系…… 71
5.1.1　企业技术创新体系机构 …… 71
5.1.2　企业技术创新体系建设 …… 72
5.1.3　研究和开发费用管理 …… 73
5.1.4　技术创新税收优惠政策 …… 74

5.1.5　企业产学研合作和对外交流 …… 75
5.2　企业技术中心建设 …… 75
5.2.1　企业技术中心的产生及特点 …… 75
5.2.2　企业技术中心的功能与定位 …… 75
5.2.3　企业技术中心的认定 …… 76
5.2.4　企业技术中心机构设置 …… 77
5.2.5　企业技术创新人才的引进和培养 …… 77
5.2.6　企业实验室建设 …… 77
5.3　企业科研项目管理 …… 78
5.3.1　国家科技计划的类型 …… 78
5.3.2　国家和省市科技计划项目管理模式 …… 79
5.3.3　企业科技项目的管理 …… 80
5.4　企业科技成果管理 …… 82
5.4.1　企业科技成果 …… 82
5.4.2　企业科技成果鉴定 …… 83
5.4.3　国家科技成果奖励 …… 84
5.4.4　省市科技成果奖励 …… 84
5.4.5　煤炭行业科技成果奖励 …… 85
5.4.6　企业内部科技成果的评审和奖励 …… 86
5.5　科技成果的转化和推广应用 …… 86
5.5.1　科技成果的转化方式 …… 86
5.5.2　国家科技成果重点推广计划 …… 87
5.5.3　省市科技成果重点推广计划 …… 87
5.5.4　企业自身科技成果的转化和推广应用 …… 87
5.6　企业知识产权管理 …… 87
5.6.1　我国知识产权的基本法律制度 …… 87
5.6.2　企业知识产权管理机构 …… 88
5.6.3　企业专利管理 …… 88
5.6.4　企业商标管理 …… 89
5.6.5　商业（技术）秘密管理与著作权的管理 …… 89
5.7　企业技术中心评价 …… 90
5.7.1　国家认定企业技术中心的评价 …… 90
5.7.2　省市认定企业技术中心的评价 …… 91
5.8　技术创新与可持续发展 …… 91
5.8.1　可持续发展理论 …… 91
5.8.2　科学开采 …… 92
5.8.3　循环经济发展模式 …… 92
5.8.4　可持续发展评价 …… 95

第2篇　煤矿地质与测量

1　煤田地质普查与勘探 …… 103

1.1　地层 …… 103
1.1.1　含煤地层 …… 103
1.1.2　地层分类 …… 104
1.1.3　地层单位 …… 104
1.1.4　地层划分与对比 …… 110
1.1.5　地质年代表 …… 112
1.2　煤田地质普查与勘探 …… 113
1.2.1　煤田地质普查与勘探的目的及煤炭资源/储量分类 …… 113
1.2.2　主要的勘探技术手段 …… 116
1.2.3　勘探阶段与任务 …… 119
1.2.4　煤田地质普查与勘探的要求 …… 121
1.3　钻探技术 …… 126
1.4　地球物理勘探技术 …… 126
1.4.1　地震勘探的基本原理 …… 127
1.4.2　岩性地震勘探 …… 134
1.4.3　电法勘探原理与方法 …… 136
1.4.4　各种电法勘探方法的特点与应用 …… 140
1.5　地球物理测井 …… 143
1.5.1　电法测井 …… 144
1.5.2　伽马法测井 …… 144
1.5.3　矿井防爆测井 …… 146
1.5.4　声测井 …… 147
1.6　煤炭资源管理 …… 149
1.6.1　煤炭资源管理的主要内容 …… 149
1.6.2　煤炭资源规划管理 …… 149
1.6.3　煤炭资源储量管理 …… 152
1.6.4　煤炭资源信息服务系统 …… 154

2　矿井地质 …… 155

2.1　构造地质 …… 155
2.1.1　岩层产状 …… 155
2.1.2　褶皱 …… 155
2.1.3　节理 …… 158
2.1.4　断层 …… 160

2.1.5 岩浆岩体构造 …… 167
2.1.6 矿井地质构造及小构造超前预测 …… 170
2.1.7 煤层厚度变化的原因 …… 176
2.2 矿井地球物理勘探 …… 177
2.2.1 矿井电阻率法 …… 177
2.2.2 矿井瞬变电磁法 …… 182
2.2.3 矿井无线电波透视法 …… 186
2.2.4 矿井地震勘探 …… 189
2.2.5 矿井物探的综合应用 …… 195
2.3 瓦斯地质 …… 198
2.3.1 瓦斯含量测试 …… 198
2.3.2 钻孔煤层瓦斯压力测试 …… 201
2.3.3 煤与瓦斯突出的测井曲线解释 …… 202
2.4 矿井地质工作与管理 …… 204
2.4.1 矿井地质观测 …… 204
2.4.2 矿井地质资料编录 …… 205
2.4.3 建井阶段的地质工作 …… 206
2.4.4 矿井生产阶段的地质工作 …… 207
2.4.5 矿井地质保障系统 …… 210

3 水文地质 …… 215

3.1 地下水的赋存 …… 215
3.1.1 岩石中的空隙 …… 215
3.1.2 地下水的分类 …… 216
3.2 矿井水文地质工作 …… 220
3.2.1 水文地质补充调查与观测 …… 220
3.2.2 矿井水文地质补充勘探 …… 222
3.2.3 矿井水文地质基础资料和图纸 …… 223
3.3 矿井水文地质勘探 …… 223
3.3.1 水文地质钻探 …… 223
3.3.2 水文地质试验 …… 227
3.4 矿井突水预测 …… 232
3.4.1 矿井充水条件 …… 232
3.4.2 矿井水文地质类型划分 …… 241
3.4.3 矿井突水预测方法 …… 242
3.4.4 矿井涌水量计算 …… 249
3.5 矿井水情监测 …… 254
3.5.1 矿井突水的前兆现象观察与分析 …… 254
3.5.2 矿井突水监测与预警系统 …… 254

4　工程地质 …… 256

4.1　岩土工程地质性质 …… 256
4.1.1　土的分类 …… 256
4.1.2　岩石分类 …… 258
4.1.3　煤系岩体基本工程地质性质 …… 265
4.2　岩土体赋存的地应力环境 …… 269
4.2.1　地应力的分类、分布变化规律 …… 269
4.2.2　地应力场的研究方法 …… 270
4.3　工程地质勘察 …… 273
4.3.1　各勘探阶段的工程地质工作 …… 273
4.3.2　工业场地及主要建筑地基勘察技术要点 …… 274
4.3.3　井筒工程地质勘察 …… 276
4.3.4　巷道工程地质勘察 …… 277
4.3.5　开采岩层移动工程地质勘探与预计 …… 277
4.4　地质灾害危险性评估 …… 279
4.4.1　地质灾害危险性评估的依据及评估类型 …… 279
4.4.2　地质灾害危险性评估等级及工作程度要求 …… 280
4.4.3　地质灾害危险性评估报告 …… 281

5　矿区地面测量 …… 283

5.1　测量仪器与工具 …… 283
5.1.1　传统测量仪器与工具 …… 283
5.1.2　现代测量仪器 …… 285
5.2　矿区地面控制测量 …… 287
5.2.1　平面坐标及高程系统 …… 287
5.2.2　矿区平面控制测量 …… 296
5.2.3　矿区高程控制测量 …… 298
5.3　GPS 测量 …… 300
5.3.1　GPS 卫星定位的基本原理 …… 301
5.3.2　GPS 测量的应用及设计 …… 302
5.4　测量数据处理 …… 304
5.4.1　测量误差 …… 304
5.4.2　测量平差 …… 305
5.5　矿区地形测量 …… 308
5.5.1　图根控制测量 …… 309
5.5.2　成图 …… 310
5.6　近井点与井口高程基点测量 …… 312
5.6.1　近井点的设计与要求 …… 312

5.6.2　井口高程基点设计与要求 …… 313

6　矿井测量 …… 314

6.1　矿井联系测量 …… 314
6.1.1　地面连测导线测量 …… 314
6.1.2　几何定向 …… 315
6.1.3　陀螺经纬仪定向 …… 319
6.1.4　导入高程测量 …… 323
6.2　井下控制测量 …… 324
6.2.1　井下平面控制测量 …… 324
6.2.2　井下高程控制测量 …… 326
6.3　贯通测量 …… 328
6.3.1　贯通测量准备工作 …… 328
6.3.2　巷道及立井贯通测量 …… 329
6.4　采区测量 …… 334
6.4.1　采区联系测量 …… 334
6.4.2　采区次要巷道测量 …… 334
6.4.3　采煤工作面测量 …… 335
6.5　矿图 …… 335
6.5.1　矿图的分幅及应用 …… 336
6.5.2　计算机绘图 …… 337

7　矿井施工测量 …… 340

7.1　井口位置的标定 …… 340
7.1.1　井筒中心和井筒十字中线的标定 …… 340
7.1.2　井筒十字中线基点埋设要求与保护措施 …… 342
7.2　立井井筒施工测量 …… 343
7.2.1　普通法凿井施工测量 …… 343
7.2.2　特殊法凿井施工测量 …… 346
7.3　立井提升设备安装测量 …… 347
7.3.1　罐梁和罐道安装测量 …… 347
7.3.2　井架安装和井塔施工测量 …… 348
7.3.3　提升机安装测量 …… 349
7.4　井底车场和硐室施工测量 …… 350
7.4.1　马头门施工测量 …… 350
7.4.2　井底车场巷道的施工测量 …… 350
7.4.3　装载硐室施工测量 …… 351
7.5　巷道掘进中线和腰线的标定 …… 353
7.5.1　巷道中线标定 …… 353

7.5.2 巷道腰线标定 …… 353
7.5.3 激光仪指向仪在井巷施工测量中的应用 …… 354

8 地表与岩层移动观测 …… 355

8.1 地表移动观测 …… 355
8.2 岩层移动观测 …… 357

第3篇 煤矿井巷施工技术

1 井筒施工技术 …… 361

1.1 井筒普通施工技术 …… 361
1.1.1 立井井筒施工基本方法 …… 361
1.1.2 立井井筒施工作业方式 …… 363
1.1.3 立井施工机械化配套 …… 364
1.1.4 立井施工设备布置方法 …… 367
1.1.5 立井井筒装备安装方式 …… 369
1.1.6 斜井基岩段施工 …… 371
1.2 井筒冻结法施工技术 …… 374
1.2.1 井筒冻结方式 …… 374
1.2.2 冻结站建设 …… 378
1.2.3 冻结钻孔 …… 378
1.2.4 井筒掘砌施工 …… 380
1.3 井筒钻井法施工技术 …… 382
1.3.1 井筒钻进方式 …… 382
1.3.2 钻井法应考虑的因素及适用范围 …… 383
1.3.3 钻井系统 …… 383
1.3.4 钻井法施工步骤 …… 384
1.3.5 钻井泥浆 …… 386
1.3.6 测井与防纠偏 …… 391
1.3.7 钻进故障 …… 393
1.4 井筒沉井法施工技术 …… 395
1.4.1 沉井法的分类及适用条件 …… 395
1.4.2 沉井深度的增加 …… 397
1.5 井筒注浆法施工技术 …… 397
1.5.1 注浆法分类及适用条件 …… 397
1.5.2 地面预注浆 …… 397
1.5.3 工作面预注浆 …… 397
1.5.4 壁后注浆 …… 402

1.5.5 注浆材料的选择 …… 406
1.6 井筒延深施工技术 …… 407
1.6.1 井筒延深方式的选择 …… 407
1.6.2 井筒延深方式 …… 408
1.6.3 延深井筒的保护设施 …… 409

2 巷道施工技术 …… 410

2.1 水平巷道施工技术 …… 410
2.1.1 巷道定向与钻眼 …… 410
2.1.2 装药爆破 …… 411
2.1.3 通风防尘 …… 411
2.1.4 装岩与运输 …… 414
2.1.5 巷道支护 …… 419
2.2 倾斜巷道施工技术 …… 423
2.3 巷道快速施工技术 …… 426
2.3.1 平巷施工机械化配套原则 …… 426
2.3.2 岩巷施工机械化作业线配套 …… 427

3 硐室、煤仓和交岔点施工技术 …… 431

3.1 硐室施工 …… 431
3.1.1 硐室施工方法 …… 431
3.1.2 与井筒相连硐室的施工方法 …… 434
3.2 煤仓施工 …… 437
3.2.1 反井钻机施工煤仓 …… 437
3.2.2 深孔掏槽爆破法 …… 441
3.3 交岔点施工 …… 443
3.3.1 交岔点类型 …… 443
3.3.2 交岔点工程量及材料消耗 …… 444
3.3.3 交岔点施工方法 …… 445

4 井巷破岩技术 …… 446

4.1 掘进机破岩 …… 446
4.1.1 全断面掘进机破岩 …… 447
4.1.2 部分断面掘进机破岩 …… 449
4.1.3 重型悬臂式掘进机破岩 …… 450
4.2 巷道爆破破岩 …… 450
4.2.1 钻眼爆破要求 …… 450
4.2.2 钻眼与爆破器材 …… 451
4.2.3 爆破参数 …… 452

4.2.4 炮眼布置 …… 455
4.2.5 装药结构与起爆 …… 457
4.2.6 爆破说明书及爆破图表 …… 459
4.3 井筒爆破破岩 …… 459
4.3.1 钻眼工作 …… 459
4.3.2 爆破工作 …… 460

5 井巷支护技术 …… 463

5.1 井筒支护结构与设计 …… 463
5.1.1 井壁结构 …… 463
5.1.2 井壁厚度的确定 …… 464
5.2 巷道支护结构与设计 …… 465
5.2.1 锚杆支护 …… 465
5.2.2 喷射混凝土支护 …… 465
5.2.3 石材整体支护 …… 467
5.2.4 联合支护 …… 467
5.3 交岔点支护结构与设计 …… 470
5.3.1 交岔点支护的一般原则 …… 470
5.3.2 现浇整体混凝土支护 …… 470
5.3.3 锚杆及其组合支护 …… 471
5.4 支护质量监测与检测 …… 472
5.4.1 围岩深部位移监测 …… 472
5.4.2 顶板离层监测 …… 473
5.4.3 锚杆支护质量检测 …… 473
5.4.4 喷射混凝土质量检测 …… 474
5.4.5 围岩松动圈测试 …… 474
5.5 软岩支护技术 …… 475
5.5.1 软岩巷道的变形特征 …… 475
5.5.2 软岩巷道支护关键工艺 …… 475
5.5.3 软岩巷道的主要支护形式 …… 476
5.5.4 软岩巷道治理的要点 …… 479

6 井巷施工设施设备 …… 483

6.1 井筒专用施工设施 …… 483
6.1.1 凿井井架 …… 484
6.1.2 天轮平台 …… 484
6.1.3 卸矸台 …… 485
6.1.4 封口盘与保护盘 …… 487
6.1.5 吊盘 …… 487

6.1.6 安全梯 …… 488
6.2 井筒专用施工设备 …… 488
6.2.1 提升机、凿井绞车 …… 489
6.2.2 提升容器 …… 491
6.2.3 装岩设备 …… 491
6.2.4 砌壁金属模板 …… 491
6.2.5 吊泵 …… 491
6.2.6 伞形钻架 …… 491
6.2.7 钻井机 …… 493
6.3 井筒、巷道和硐室施工设备 …… 499
6.3.1 钻眼设备 …… 499
6.3.2 通风设备 …… 500
6.3.3 装岩机 …… 502
6.3.4 运输设备 …… 506
6.3.5 喷射混凝土机具 …… 507
6.3.6 锚杆施工机具 …… 511
6.3.7 反井钻机 …… 515
6.3.8 巷道掘进机 …… 516

7 建井施工组织 …… 522

7.1 建井施工准备 …… 522
7.1.1 建井施工准备内容 …… 522
7.1.2 建井施工总平面布置 …… 523
7.1.3 加快建井准备工作的措施 …… 524
7.2 建井施工组织主要内容 …… 525
7.2.1 矿井施工方案 …… 525
7.2.2 井筒施工顺序 …… 525
7.2.3 井巷过渡期的改装 …… 526
7.3 井底车场施工安排 …… 529
7.3.1 井底车场巷道施工安排 …… 529
7.3.2 井底车场硐室施工安排 …… 529
7.4 采区巷道施工安排 …… 530

第4篇 矿井开拓与开采

1 矿井开拓与准备 …… 533

1.1 矿井开拓 …… 533
1.1.1 立井开拓 …… 533

1.1.2 斜井开拓 …… 534
1.1.3 平硐开拓 …… 536
1.1.4 综合开拓 …… 537
1.1.5 井底车场及其布置 …… 550
1.1.6 特殊条件下的矿井开拓 …… 556
1.2 矿井开拓延深和技术改造 …… 563
1.2.1 矿井开拓延深方式 …… 563
1.2.2 矿井技术改造与改扩建 …… 565
1.3 采区、带区准备 …… 568
1.3.1 准备方式分类 …… 568
1.3.2 准备巷道布置及参数分析 …… 575
1.3.3 井田内条带式准备特点 …… 581

2 采煤工艺与方法 …… 582

2.1 采煤方法的分类 …… 582
2.2 单一长壁采煤工艺 …… 583
2.2.1 爆破采煤工艺 …… 583
2.2.2 普通机械化采煤工艺 …… 586
2.2.3 综合机械化采煤工艺 …… 591
2.2.4 薄煤层、大倾角、大采高综采工艺 …… 598
2.2.5 综采放顶煤工艺 …… 607
2.3 短壁采煤法 …… 612
2.3.1 短壁采煤法的基本特点及使用条件 …… 612
2.3.2 柱式体系采煤方法 …… 614
2.4 急倾斜煤层采煤方法 …… 625
2.4.1 急倾斜煤层走向长壁采煤法 …… 625
2.4.2 伪倾斜柔性掩护支架采煤法 …… 626
2.5 采煤方法的选择 …… 629
2.5.1 选择采煤方法的原则 …… 629
2.5.2 采煤方法选择的影响因素 …… 629
2.6 综采工作面技术管理 …… 629
2.6.1 工作面过断层地质构造 …… 629
2.6.2 综采工作面调斜与旋转 …… 632
2.6.3 综采工作面搬迁 …… 635
2.6.4 采煤工作面作业规程编制 …… 642

3 矿山压力与控制 …… 644

3.1 采场矿山压力及控制 …… 644
3.1.1 长壁工作面矿山压力显现规律 …… 644

3.1.2 长壁工作面围岩控制 …… 651
3.1.3 厚煤层长壁综放工作面矿山压力及控制 …… 679
3.1.4 厚煤层大采高长壁工作面矿山压力及控制 …… 683
3.1.5 浅埋煤层长壁工作面矿山压力及控制 …… 689
3.1.6 短壁工作面矿山压力及控制 …… 695
3.1.7 采场岩层移动与控制 …… 703
3.2 采准巷道矿压规律及其控制 …… 710
3.2.1 采准巷道围岩应力及变形规律 …… 710
3.2.2 无煤柱护巷与煤柱护巷的矿压规律 …… 716
3.2.3 支承压力在煤层底板中的传播与采准巷道布置 …… 723
3.2.4 采准巷道矿压控制技术 …… 729
3.2.5 采准巷道矿压的观测与监控 …… 747

4 综合机械化掘进装备 …… 754

4.1 综掘设备配套与掘进机选型原则 …… 754
4.1.1 综掘设备配套原则 …… 754
4.1.2 悬臂式掘进机选型原则 …… 755
4.2 煤和半煤岩巷道掘进装备 …… 756
4.2.1 悬臂式掘进机类型及技术参数 …… 756
4.2.2 煤巷掘进机及配套作业线 …… 759
4.2.3 半煤岩巷道掘进机及配套作业线 …… 763
4.2.4 掘进机的使用及维护 …… 764
4.3 全岩巷道掘进设备 …… 770
4.3.1 全断面掘进机 …… 770
4.3.2 挖掘装载机 …… 770
4.3.3 重型悬臂式掘进机破岩及作业线实例 …… 774
4.4 综掘锚杆支护装备 …… 776
4.4.1 机载临时支护 …… 776
4.4.2 锚杆钻机 …… 778

5 综合机械化采煤装备 …… 787

5.1 综采设备选型原则 …… 787
5.1.1 采煤机选型原则 …… 787
5.1.2 液压支架的选型原则 …… 788
5.1.3 刮板输送机的选型原则 …… 788
5.1.4 综采“三机”配套选型原则 …… 789
5.2 中厚煤层及厚煤层综采设备 …… 791
5.2.1 中厚煤层电牵引滚筒采煤机 …… 791
5.2.2 厚煤层电牵引采煤机 …… 794

5.2.3 中厚及厚煤层液压支架 …… 802
5.2.4 刮板输送机 …… 813
5.2.5 中厚煤层“三机”配套实例 …… 813
5.3 放顶煤综采设备 …… 821
5.3.1 放顶煤可行性分析 …… 821
5.3.2 放顶煤主要设备选型 …… 821
5.3.3 综放工作面设备总体配套实例 …… 829
5.4 短壁综采设备 …… 830
5.4.1 短壁工作面适用条件与设备选型 …… 831
5.4.2 连续采煤机系统 …… 831
5.4.3 短壁滚筒采煤机 …… 837
5.4.4 短壁滚筒采煤机的应用实例 …… 841
5.5 薄煤层综采设备 …… 842
5.5.1 薄煤层滚筒采煤机及其设备配套 …… 842
5.5.2 刨煤机及其设备配套 …… 846
5.5.3 螺旋钻机及其配套 …… 855

6 开采沉陷及三下采煤技术 …… 860

6.1 开采沉陷规律 …… 860
6.1.1 采动岩体变形破坏规律 …… 860
6.1.2 覆岩移动变形 …… 864
6.1.3 覆岩破坏 …… 866
6.1.4 地表移动变形及破坏 …… 866
6.1.5 地质采矿因素对覆岩及地表移动破坏的影响 …… 882
6.2 开采沉陷预计 …… 888
6.2.1 概率积分法基本原理 …… 888
6.2.2 运用概率积分法进行开采沉陷预计 …… 888
6.3 “三下一上”采煤技术 …… 890
6.3.1 矿山开采沉陷控制技术 …… 890
6.3.2 建筑物下采煤技术 …… 898
6.3.3 线性构筑物下采煤技术 …… 900
6.3.4 水体下（上）采煤技术 …… 902
6.4 固体充填采煤技术 …… 908
6.4.1 固体充填采煤技术现状 …… 908
6.4.2 掘巷充填采煤技术 …… 908
6.4.3 长壁普采（或炮采）充填采煤技术 …… 911
6.4.4 长壁综采充填采煤技术 …… 913

（中册）

第5篇　矿井瓦斯抽采与煤层气开发利用

1　煤层气资源及开发 …… 921

1.1　煤层气资源 …… 921
1.1.1　煤层气资源量 …… 921
1.1.2　煤层气资源分布特征 …… 922
1.1.3　煤层气资源量计算 …… 924
1.2　国内外煤层气（煤矿瓦斯）抽采利用现状 …… 927
1.2.1　国外煤层气（煤矿瓦斯）开发利用状况 …… 927
1.2.2　国内煤层气（煤矿瓦斯）开发利用现状 …… 928
1.3　煤层气资源开发前景 …… 931
1.3.1　煤层气开发效益 …… 931
1.3.2　煤层气开发影响因素 …… 931

2　煤矿井下瓦斯抽采技术 …… 934

2.1　本煤层瓦斯抽采技术 …… 934
2.1.1　本煤层瓦斯抽采的可行性 …… 934
2.1.2　本煤层瓦斯抽采方法的选择 …… 934
2.1.3　钻孔法预抽本煤层瓦斯 …… 934
2.1.4　边采（掘）边抽本煤层瓦斯 …… 935
2.1.5　深孔预裂控制爆破强化抽瓦斯方法 …… 935
2.1.6　水力割裂强化抽采瓦斯技术及其强化抽采工艺设计 …… 936
2.1.7　井下水力破裂法抽采瓦斯 …… 937
2.1.8　水力空穴法抽采瓦斯 …… 938
2.1.9　交叉钻孔抽采本煤层瓦斯技术 …… 938
2.2　邻近层卸压瓦斯抽采技术 …… 939
2.2.1　邻近层瓦斯抽采参数的确定 …… 939
2.2.2　邻近层瓦斯抽采方法 …… 940
2.2.3　邻近层瓦斯抽采的效果分析 …… 943
2.3　采空区卸压瓦斯抽采技术 …… 943
2.4　特殊条件卸压瓦斯抽采技术 …… 945
2.5　煤巷掘进工作面瓦斯抽采技术 …… 946

3　煤与瓦斯共采 …… 947

3.1　卸压开采及关键层理论 …… 947
3.1.1　卸压开采覆岩移动及分布形态特征 …… 947
3.1.2　主关键层对卸压高度的影响 …… 948

3.2　保护层（卸压层）开采 …… 950
3.2.1　保护层采动作用的基本规律 …… 950
3.2.2　保护层保护范围的确定 …… 951
3.2.3　保护层作用机理 …… 951
3.2.4　首采保护层的确定原则 …… 951
3.2.5　保护层开采应用条件及注意事项 …… 952
3.3　保护层的瓦斯治理及开采期间的瓦斯抽采 …… 952
3.3.1　保护层区域性预抽瓦斯治理技术 …… 952
3.3.2　保护层开采期间的瓦斯抽采 …… 953
3.3.3　卸压瓦斯抽采 …… 953
3.4　煤与瓦斯共采技术体系 …… 954
3.5　煤与瓦斯共采技术模式 …… 954
3.5.1　淮南矿区模式 …… 954
3.5.2　阳泉矿区模式 …… 956
3.5.3　晋城矿区模式 …… 958

4　瓦斯抽采系统 …… 961

4.1　矿井瓦斯量、可抽瓦斯量、瓦斯抽采率、年抽采量及抽采年限 …… 961
4.2　瓦斯抽采系统工程设计的一般规定 …… 961
4.3　地面永久瓦斯抽采系统工程设计内容 …… 962
4.4　井下移动瓦斯抽采系统 …… 962
4.5　抽采管路系统 …… 963
4.6　抽采设备及抽采站 …… 964
4.7　瓦斯抽采参数的监测、监控 …… 965

5　煤层气开发技术 …… 966

5.1　煤层气开发井网布置 …… 966
5.1.1　国内外煤层气开发井网 …… 966
5.1.2　开发井网部署的影响因素 …… 966
5.1.3　开发井网的要素与方法 …… 967
5.2　煤层气钻井技术 …… 970
5.2.1　钻前工程 …… 970
5.2.2　钻进 …… 970
5.2.3　钻井液 …… 974
5.2.4　井控技术 …… 975
5.2.5　钻井设计 …… 976
5.2.6　欠平衡钻井技术 …… 977
5.3　煤层气试井技术 …… 977
5.3.1　试井类型 …… 977

5.3.2 试井方法的选择 …… 979
5.3.3 试井获取的参数 …… 980
5.4 煤层气井固井、完井及射孔技术 …… 980
5.4.1 煤层气井固井工艺 …… 981
5.4.2 煤层气井完井方式及适应性 …… 982
5.4.3 煤层气井射孔工艺 …… 984
5.5 煤层气增产技术 …… 985
5.5.1 压裂增产工艺 …… 985
5.5.2 多分支水平井技术及适应性 …… 988
5.5.3 气体注入驱替技术 …… 991
5.6 煤层气排采工艺 …… 993
5.6.1 煤层气排采设备 …… 993
5.6.2 排采工艺流程 …… 996
5.6.3 排采工作制度与排采控制 …… 998
5.6.4 煤层气井生产动态监测监控 …… 998

6 煤层气（煤矿瓦斯）的综合利用 …… 1001

6.1 民用和工业燃气 …… 1001
6.2 煤层气（煤矿瓦斯）发电 …… 1002
6.2.1 我国煤层气（煤矿瓦斯）发电现状 …… 1003
6.2.2 煤层气（煤矿瓦斯）发电装机形式的选择 …… 1003
6.2.3 余热利用与热电冷联供 …… 1004
6.3 煤层气（煤矿瓦斯）利用新技术 …… 1005
6.3.1 煤层气（煤矿瓦斯）液化 …… 1005
6.3.2 煤层气（煤矿瓦斯）用于化工原料 …… 1006
6.3.3 低浓度瓦斯的输送和发电利用 …… 1007
6.3.4 通风瓦斯（VAM）利用 …… 1010
6.4 煤层气（煤矿瓦斯）CDM 项目开发 …… 1013
6.4.1 煤层气（煤矿瓦斯）CDM 项目的识别 …… 1014
6.4.2 煤层气（煤矿瓦斯）CDM 项目设计 …… 1015
6.4.3 煤层气（煤矿瓦斯）CDM 项目的国内申请 …… 1015
6.4.4 煤层气（煤矿瓦斯）CDM 项目的审定 …… 1015
6.4.5 煤层气（煤矿瓦斯）CDM 项目的注册 …… 1015
6.4.6 煤层气（煤矿瓦斯）CDM 项目的实施 …… 1016

7 煤层气（煤矿瓦斯）抽采的法律法规 …… 1018

7.1 瓦斯抽采有关规定 …… 1018
7.1.1 基本规定 …… 1018
7.1.2 抽采方法选择及专用瓦斯抽放巷道和钻孔的规定 …… 1018

7.1.3 瓦斯抽放及其管理的规定 …… 1019
7.1.4 有关“瓦斯利用”规定 …… 1020
7.1.5 有关“瓦斯抽采指标”的规定 …… 1020
7.1.6 其他规定 …… 1020
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 …… 1020
7.2.1 宏观政策 …… 1020
7.2.2 管理政策 …… 1021
7.2.3 补助及税收优惠政策 …… 1021
7.2.4 其他政策 …… 1022

附录 …… 1023

附录A 瓦斯抽采基础参数测算 …… 1023
附录B 瓦斯抽采方法类别及抽采率 …… 1025
附录C 瓦斯抽采参数监控系统 …… 1026
附录D 瓦斯抽采工程设计 …… 1027

第6篇 矿 井 通 风

1 矿井通风基础 …… 1031

1.1 矿井空气 …… 1031
1.1.1 矿内空气的主要成分 …… 1031
1.1.2 矿内空气中有毒有害气体 …… 1032
1.1.3 矿井气候 …… 1034
1.2 矿井风流能量及能量方程 …… 1037
1.2.1 风流能量 …… 1037
1.2.2 通风能量方程 …… 1038
1.3 通风阻力 …… 1039
1.3.1 风流的流动状态 …… 1039
1.3.2 摩擦阻力 …… 1040
1.3.3 局部阻力 …… 1046
1.3.4 通风阻力定律和特性 …… 1047
1.3.5 通风阻力测定 …… 1051
1.4 通风网络风量分配与调节 …… 1052
1.4.1 通风网络风量分配 …… 1052
1.4.2 通风网络风量调节 …… 1059

2 通风动力 …… 1064

2.1 机械通风 …… 1064

2.1.1 抽出式通风 …… 1064
2.1.2 压入式通风 …… 1065
2.1.3 抽压混合式通风 …… 1065
2.2 通风机的类型 …… 1066
2.2.1 离心式通风机 …… 1066
2.2.2 轴流式通风机 …… 1068
2.2.3 对旋式通风机 …… 1071
2.2.4 离心式与轴流式通风机的比较 …… 1072
2.3 主要通风机技术管理及安全措施 …… 1073
2.3.1 矿井主要通风机性能测定 …… 1073
2.3.2 矿井主要通风机安全规定及措施 …… 1076

3 矿井通风系统 …… 1078

3.1 生产矿井通风系统 …… 1078
3.1.1 中央式通风系统 …… 1078
3.1.2 对角式通风系统 …… 1079
3.1.3 区域式通风系统 …… 1080
3.1.4 混合式通风系统 …… 1081
3.2 立井井筒施工通风系统 …… 1081
3.3 矿井反风 …… 1083
3.3.1 矿井反风技术及适用条件 …… 1083
3.3.2 矿井反风装置及反风方式 …… 1084
3.3.3 矿井反风演习方案 …… 1086
3.4 矿井通风系统设计 …… 1096
3.4.1 矿井通风系统的拟定 …… 1097
3.4.2 矿井风量的计算和分配 …… 1097
3.4.3 矿井通风阻力计算 …… 1105
3.4.4 矿井通风设备选型 …… 1106

4 采区及工作面通风系统 …… 1113

4.1 采区通风系统 …… 1113
4.1.1 采区通风的基本要求 …… 1113
4.1.2 两条上山通风 …… 1115
4.1.3 三条上山通风 …… 1115
4.1.4 多条上山通风 …… 1115
4.1.5 下山采区通风 …… 1115
4.1.6 近距离煤层采区通风 …… 1116
4.1.7 倾斜长壁采煤法采区通风 …… 1118
4.2 采煤工作面通风方式 …… 1120

4.2.1 U型通风方式 …… 1120
4.2.2 W型通风方式 …… 1120
4.2.3 Y型通风方式 …… 1121
4.2.4 U+L型通风方式 …… 1121
4.2.5 Z型通风方式 …… 1122
4.3 通风构筑物 …… 1122
4.3.1 风门 …… 1122
4.3.2 密闭 …… 1123
4.3.3 风桥 …… 1124
4.3.4 通风设施的可靠性 …… 1126
4.4 提高矿井有效风量 …… 1126

5 局部通风 …… 1127

5.1 局部通风方法 …… 1127
5.1.1 压入式通风 …… 1127
5.1.2 抽出式通风 …… 1127
5.1.3 压入式和抽出式通风的比较 …… 1127
5.1.4 混合式通风 …… 1128
5.2 长距离掘进通风 …… 1130
5.3 局部通风装备 …… 1132
5.3.1 局部通风机 …… 1132
5.3.2 风筒 …… 1134
5.4 局部通风技术管理及安全措施 …… 1134
5.4.1 局部通风技术管理 …… 1134
5.4.2 局部通风安全措施 …… 1136

第7篇 矿井提升与运输

1 矿井提升与运输系统 …… 1141

1.1 矿井提升分类 …… 1141
1.2 矿井运输的分类与应用 …… 1141
1.3 矿井提升与运输设备发展概况 …… 1144

2 矿井提升技术及装备 …… 1146

2.1 矿井提升机结构及选型 …… 1146
2.1.1 缠绕式提升机 …… 1146
2.1.2 摩擦式提升机 …… 1153
2.1.3 提升机参数计算及设备选型 …… 1160

2.2 提升容器及辅助装置 …… 1164
2.2.1 箕斗 …… 1164
2.2.2 罐笼 …… 1170
2.2.3 提升容器的附属设备 …… 1173
2.2.4 罐笼防坠器 …… 1178
2.2.5 箕斗装载设备 …… 1179
2.2.6 箕斗卸载设备 …… 1182
2.2.7 罐笼承接装置 …… 1184
2.2.8 安全门及推车装置 …… 1185
2.3 提升钢丝绳的选型计算 …… 1187
2.3.1 提升钢丝绳的结构与分类 …… 1187
2.3.2 提升钢丝绳选型 …… 1190
2.3.3 提升钢丝绳的检查和检验 …… 1197
2.4 提升系统的空间布局设计 …… 1199
2.4.1 落地缠绕式提升机与井筒位置计算 …… 1199
2.4.2 塔式多绳摩擦提升机的空间布局设计 …… 1202
2.5 矿井提升机制动系统 …… 1202
2.5.1 盘式制动器 …… 1204
2.5.2 盘式制动器液压站 …… 1205
2.5.3 制动装置参数的计算 …… 1211
2.6 矿井提升控制系统 …… 1213
2.6.1 提升机的电力拖动分类和选择 …… 1213
2.6.2 提升机直流拖动控制 …… 1217
2.6.3 提升机交流拖动控制 …… 1220
2.6.4 提升机的综合自动化控制 …… 1228
2.7 提升机技术性能测试 …… 1229
2.7.1 机电控制系统测试 …… 1230
2.7.2 制动系统测试 …… 1231
2.7.3 井筒井架系统检测 …… 1232
2.8 矿井提升安全设备 …… 1233
2.8.1 过卷过放缓冲装置 …… 1233
2.8.2 制动器失效保护装置 …… 1235
2.8.3 摩擦提升滑动监控装置 …… 1236
2.8.4 提升载荷在线监测装置 …… 1236
2.8.5 提升状态监护装置 …… 1236
2.8.6 钢丝绳探伤检测装置 …… 1237
2.9 矿井提升能力增大改造途径 …… 1238
2.9.1 提高一次提升量 …… 1238
2.9.2 缩短一次提升循环时间 …… 1238

3　矿井运输技术与装备 …… 1240

3.1　矿井运输方式选择 …… 1240
3.1.1　主运输方式选择 …… 1240
3.1.2　辅助运输方式选择 …… 1241
3.2　矿井主要运输方式及设备 …… 1241
3.2.1　采区主要运输方式及设备 …… 1241
3.2.2　大巷主要运输方式及设备 …… 1254
3.3　辅助运输方式及设备 …… 1256
3.3.1　轨道运输 …… 1256
3.3.2　绞车运输 …… 1269
3.3.3　架空运输 …… 1277
3.3.4　无轨辅助运输 …… 1282
3.4　矿井运输设备的安全保护装置 …… 1292
3.4.1　刮板输送机的软启动设备 …… 1292
3.4.2　带式输送机的软启动设备 …… 1295
3.4.3　带式输送机的安全保护装置 …… 1301
3.5　矿井运输系统改造与优化 …… 1305
3.5.1　运输方式的选择依据 …… 1305
3.5.2　运输系统技术装备的优化配置 …… 1306
3.6　矿井运输设备的常见故障与预防措施 …… 1306
3.6.1　刮板输送机的常见故障与预防措施 …… 1306
3.6.2　带式输送机的常见故障与预防措施 …… 1308
3.6.3　机车运输的常见故障与预防措施 …… 1309

附录 …… 1311

附录A　提升系统相关标准及规范 …… 1311
附录B　运输系统相关标准及规范 …… 1313

第8篇　矿井供电、排水、压气

1　矿井供电 …… 1321

1.1　矿井供电系统 …… 1321
1.1.1　供电电源及供电电压 …… 1321
1.1.2　负荷分级及供电要求 …… 1322
1.1.3　变电所常用主接线形式 …… 1323
1.1.4　中性点接地方式 …… 1325
1.1.5　节能与降耗 …… 1329

1.1.6 电网监控系统 …… 1331
1.1.7 数字化变电站 …… 1334
1.2 矿井供电常用计算 …… 1337
1.2.1 负荷计算 …… 1337
1.2.2 短路计算 …… 1346
1.2.3 电容电流估算 …… 1378
1.3 矿井地面供电 …… 1380
1.3.1 地面供电系统 …… 1380
1.3.2 地面供电设备 …… 1383
1.3.3 继电保护 …… 1465
1.3.4 自动装置 …… 1486
1.3.5 无功补偿与谐波治理 …… 1489
1.3.6 电容电流危害与治理 …… 1506
1.3.7 过电压及其防护 …… 1509
1.4 矿井井下供电 …… 1545
1.4.1 井下供电系统 …… 1545
1.4.2 井下供电设备 …… 1557
1.4.3 井下继电保护 …… 1579
1.4.4 井下保护设备功能要求 …… 1587
1.4.5 保护接地 …… 1588
1.4.6 三专两闭锁 …… 1593
1.4.7 杂散电流的危害与防治 …… 1594
附录A 矿井供电标准及规范 …… 1597
附录B 特殊环境条件下的修正 …… 1599

2 矿井排水 …… 1604

2.1 矿井排水技术与设备 …… 1604
2.1.1 井下涌水 …… 1604
2.1.2 井下排水系统 …… 1605
2.1.3 矿井排水方式 …… 1606
2.1.4 矿井排水设备 …… 1606
2.1.5 国内外矿井排水设备对比 …… 1611
2.2 矿井排水设备运行工况 …… 1611
2.2.1 排水管路及其特性 …… 1611
2.2.2 水泵实际特性及工况 …… 1613
2.2.3 水泵正常工作及工况点 …… 1614
2.2.4 水泵联合运行 …… 1614
2.2.5 泵的调节 …… 1616
2.2.6 矿井排水系统的工作（启动与停止） …… 1620

2.2.7 矿井排水系统维护 …… 1623
2.2.8 常见故障及处理方法 …… 1624
2.2.9 矿井排水系统测试 …… 1626
2.2.10 矿井排水的信息化管理 …… 1633
2.3 矿井排水系统的设计 …… 1636
2.3.1 矿井排水方案 …… 1636
2.3.2 水泵的选择设计 …… 1636
2.3.3 管路的选择设计 …… 1638
2.3.4 排水设备工况点的确定及校核计算 …… 1639
2.3.5 矿井排水设施的设计 …… 1641
2.3.6 矿井排水系统设计案例 …… 1641

3 矿井压气 …… 1647

3.1 空压机类型、技术参数和工作原理 …… 1647
3.1.1 空压机的分类 …… 1647
3.1.2 空压机的主要技术参数 …… 1649
3.1.3 容积式压缩机的工作原理 …… 1651
3.1.4 螺杆式压缩机 …… 1653
3.1.5 煤矿常用空压机 …… 1659
3.1.6 离心式空压机 …… 1662
3.1.7 空压机的优缺点比较 …… 1662
3.1.8 空压机的选型及配置 …… 1662
3.2 空压机的调节及维护 …… 1663
3.2.1 排气量的调节 …… 1663
3.2.2 压缩机的维护保养 …… 1664
3.2.3 活塞式空压机常见故障及其处理方法 …… 1666
3.2.4 螺杆式空压机常见故障及其处理方法 …… 1669
3.3 空气压缩机安全检测检验 …… 1671
3.3.1 空气压缩机安全检测检验的主要技术依据 …… 1672
3.3.2 空气压缩机的排气量测量 …… 1672
3.3.3 空气压缩机的性能试验 …… 1674
3.3.4 噪声的测量 …… 1675
3.3.5 振动的测量 …… 1676
3.4 空压机的监测监控 …… 1679
3.4.1 压缩机控制系统 …… 1680
3.4.2 螺杆式空压机的监测监控与故障诊断 …… 1680
3.4.3 往复压缩机的状态监测与故障诊断 …… 1681
3.5 压气系统及设备选型计算 …… 1683
3.5.1 压气系统 …… 1683

3.5.2　压气设备选型 …… 1684
3.5.3　压气自救系统设计 …… 1692

（下册）

第9篇　矿井灾害防治

1　水害防治 …… 1697

1.1　水害类型及其防治 …… 1698
1.1.1　地表水害及防治 …… 1698
1.1.2　冲积层水害及防治 …… 1698
1.1.3　煤层顶、底板砂岩水害及防治 …… 1699
1.1.4　煤层顶、底板薄层灰岩水害及防治 …… 1699
1.1.5　厚层石灰岩岩溶水水害及防治 …… 1699
1.1.6　岩溶陷落柱水害及防治 …… 1700
1.1.7　断层水害及防治 …… 1700
1.1.8　钻孔水害及防治 …… 1700
1.1.9　老窑（空）水害及防治 …… 1701
1.2　水害防治技术 …… 1701
1.2.1　水文条件探查技术 …… 1701
1.2.2　探放水 …… 1704
1.2.3　疏水降压技术 …… 1707
1.2.4　煤层底板含水层注浆改造技术 …… 1709
1.2.5　注浆堵水技术 …… 1713
1.2.6　隔离设施 …… 1715
1.2.7　防水煤（岩）柱留设 …… 1717
1.3　水害事故应急措施与事故案例 …… 1723
1.3.1　水害事故应急措施 …… 1723
1.3.2　水害事故案例 …… 1726

2　火灾防治 …… 1731

2.1　矿井火灾类型及特征 …… 1731
2.1.1　外源火灾及其特征 …… 1731
2.1.2　自燃火灾及其特征 …… 1731
2.2　煤层自燃防灭火技术 …… 1731
2.2.1　煤炭自燃征兆 …… 1731
2.2.2　自燃隐患预测预报技术 …… 1731
2.2.3　通风、均压防灭火技术 …… 1740
2.2.4　注浆防灭火技术 …… 1747

2.2.5　阻化防灭火技术 …… 1749
2.2.6　漏风检测及充填堵漏防灭火技术 …… 1756
2.2.7　氮气和二氧化碳防灭火技术 …… 1764
2.2.8　三相泡沫防灭火技术 …… 1768
2.2.9　发火区域判定技术 …… 1771
2.2.10　火区管理与启封 …… 1773
2.3　通风防灭火管理 …… 1777
2.3.1　通风防灭火管理 …… 1777
2.3.2　防灭火措施的制定原则 …… 1780
2.4　外因火灾防灭火技术 …… 1781
2.4.1　矿井外因火灾的预防 …… 1781
2.4.2　矿井外因火灾的灭火技术 …… 1785
2.4.3　带式输送机火灾的防治 …… 1793
2.5　矿井火灾事故应急救援预案及事故案例 …… 1796
2.5.1　矿井火灾事故应急救援预案 …… 1796
2.5.2　火灾事故案例 …… 1801

3　顶板事故与冲击地压灾害防治 …… 1808

3.1　采场顶板事故及预防 …… 1808
3.1.1　采场顶板事故分类及预防 …… 1808
3.1.2　预防冒顶事故的采场控顶设计 …… 1826
3.1.3　顶板支护质量与动态监测 …… 1831
3.2　巷道顶板事故及预防 …… 1836
3.2.1　棚式支护巷道顶板事故及预防 …… 1836
3.2.2　锚杆支护巷道顶板事故及预防 …… 1844
3.3　冲击地压灾害控制 …… 1851
3.3.1　冲击地压现象、特点及分类 …… 1851
3.3.2　冲击地压预测及危险性评价 …… 1853
3.3.3　冲击地压防治 …… 1870
3.3.4　矿震事故案例 …… 1882
附录　矿压观测与支护质量监测技术示范（实例） …… 1884

4　瓦斯管理、煤与瓦斯突出防治 …… 1905

4.1　矿井瓦斯及其管理 …… 1905
4.1.1　矿井瓦斯管理主要制度 …… 1905
4.1.2　矿井瓦斯检查及管理 …… 1905
4.1.3　井下工作地点瓦斯浓度极限处理 …… 1908
4.1.4　瓦斯超限的追查处理 …… 1908
4.1.5　瓦斯积聚超限的排放管理 …… 1909

4.1.6　瓦斯超限事故的汇报统计管理 …… 1910
4.1.7　盲巷瓦斯管理 …… 1910
4.1.8　巷道贯通时的瓦斯管理 …… 1911
4.1.9　瓦斯监控装备使用、管理的有关规定 …… 1912
4.1.10　技术资料管理 …… 1924
4.2　瓦斯事故的类型与特征 …… 1953
4.2.1　瓦斯燃烧 …… 1953
4.2.2　瓦斯窒息 …… 1953
4.2.3　瓦斯喷出 …… 1953
4.2.4　瓦斯爆炸 …… 1954
4.2.5　煤与瓦斯突出 …… 1956
4.3　一般瓦斯事故的预防和处理 …… 1961
4.3.1　瓦斯积聚、超限的预防和处理 …… 1961
4.3.2　瓦斯燃烧事故的预防和处理 …… 1968
4.3.3　瓦斯窒息事故的预防和处理 …… 1970
4.3.4　瓦斯喷出事故的预防和处理 …… 1971
4.4　瓦斯爆炸事故的抢险救灾 …… 1972
4.4.1　灾情汇报及救灾程序 …… 1972
4.4.2　抢险过程中注意事项 …… 1972
4.5　煤与瓦斯突出事故的预防和应急救援 …… 1974
4.5.1　煤与瓦斯突出危险性预测预报及效果检验 …… 1974
4.5.2　区域防突措施 …… 1985
4.5.3　局部防突措施 …… 1987
4.5.4　安全防护措施 …… 1999
4.5.5　煤与瓦斯突出事故应急救援预案 …… 2003

5　矿井热害防治 …… 2007

5.1　矿井热害 …… 2007
5.1.1　矿井高温危害 …… 2007
5.1.2　国内外煤矿热害防治现状及发展 …… 2008
5.1.3　矿井热害防治相关法规 …… 2008
5.2　矿内热源 …… 2009
5.2.1　地面大气气候对矿内气温的影响 …… 2009
5.2.2　地热 …… 2009
5.2.3　机电设备散热 …… 2010
5.2.4　其他热源 …… 2011
5.3　矿井热害治理技术 …… 2011
5.3.1　非人工制冷降温技术 …… 2012
5.3.2　人工制冷降温技术 …… 2014

5.4　热害防治其他技术措施 …… 2033
5.4.1　矿井热水治理措施 …… 2033
5.4.2　个体防护 …… 2033
5.4.3　设置风障和挡风墙 …… 2034
5.4.4　煤壁注水预冷煤层 …… 2034

6　矿井粉尘防治 …… 2035

6.1　矿井粉尘及其危害 …… 2035
6.1.1　矿尘的产生及其影响因素 …… 2035
6.1.2　矿尘的危害 …… 2037
6.2　煤尘爆炸及其防治 …… 2038
6.2.1　煤尘爆炸 …… 2038
6.2.2　预防煤尘爆炸的措施 …… 2043
6.2.3　隔绝煤尘爆炸传播的措施 …… 2045
6.3　矿井综合防尘技术 …… 2046
6.3.1　煤层注水 …… 2046
6.3.2　湿式作业 …… 2055
6.3.3　喷雾降尘 …… 2055
6.3.4　净化风流 …… 2061
6.3.5　通风排尘 …… 2068
6.3.6　个体防护 …… 2069
6.3.7　其他防尘技术 …… 2070
6.4　矿尘的监测 …… 2073
6.4.1　矿尘浓度测定 …… 2074
6.4.2　分散度测定 …… 2077
6.4.3　游离 SiO_2 含量测定 …… 2077
6.5　煤矿防尘管理 …… 2078
6.5.1　煤矿防尘组织管理 …… 2078
6.5.2　煤矿防尘安全技术管理 …… 2079

第10篇　洗　选　加　工

1　煤炭分类与产品质量要求 …… 2085

1.1　中国煤炭分类及各类煤的特点和用途 …… 2085
1.2　不同用途对煤炭质量的要求 …… 2087
1.2.1　炼焦用煤的质量要求 …… 2087
1.2.2　发电用煤的质量要求 …… 2088
1.2.3　气化用煤的质量要求 …… 2089

1.2.4 直接液化用煤的质量要求 …… 2092
1.2.5 烧制水泥用煤的质量要求 …… 2092
1.2.6 高炉喷吹用煤的质量要求 …… 2092
1.2.7 制造活性炭用煤的质量要求 …… 2093
1.2.8 烧结铁矿石用无烟煤的技术要求 …… 2093
1.2.9 生产电石用无烟煤的技术要求 …… 2093
1.3 煤炭产品分类与质量要求 …… 2093
1.3.1 煤炭产品分类 …… 2093
1.3.2 煤炭产品的质量等级 …… 2095

2 筛分与破碎 …… 2098

2.1 筛分 …… 2098
2.1.1 筛分试验 …… 2098
2.1.2 粒度特性曲线 …… 2098
2.1.3 筛分效果评定 …… 2100
2.1.4 筛分机械 …… 2100
2.2 破碎 …… 2112
2.2.1 齿辊破碎机 …… 2113
2.2.2 锤式破碎机 …… 2116
2.2.3 反击式破碎机 …… 2116
2.2.4 强力分级破碎机 …… 2116

3 选煤工艺与设备 …… 2123

3.1 重介质选煤 …… 2123
3.1.1 重介质选煤的基本原理 …… 2123
3.1.2 重介质悬浮液 …… 2125
3.1.3 重介质分选机 …… 2127
3.1.4 重介质旋流器 …… 2136
3.1.5 重悬浮液的回收与净化系统 …… 2140
3.1.6 悬浮液密度的自动控制 …… 2142
3.2 跳汰选煤 …… 2143
3.2.1 筛侧空气室跳汰机（鲍姆式跳汰机） …… 2144
3.2.2 筛下空气室跳汰机 …… 2145
3.2.3 动筛跳汰机 …… 2149
3.2.4 国外典型跳汰机简介 …… 2152
3.3 浮游选煤 …… 2155
3.3.1 煤泥的可浮性 …… 2155
3.3.2 浮选药剂 …… 2156
3.3.3 浮选机及辅助设备 …… 2162

3.3.4　浮选过程的影响因素 …… 2191
3.3.5　浮选流程 …… 2196
3.3.6　浮选效果的评定 …… 2198
3.4　粗煤泥分选 …… 2200
3.4.1　干扰床选煤 …… 2201
3.4.2　煤泥重介质分选 …… 2203
3.4.3　螺旋分选机选煤 …… 2205
3.5　其他选煤方法 …… 2206
3.5.1　干法选煤 …… 2206
3.5.2　螺旋滚筒选煤 …… 2212
3.5.3　摇床选煤 …… 2214
3.5.4　溜槽选煤 …… 2219
3.6　重选生产工艺 …… 2220
3.6.1　炼焦煤选煤典型重选工艺 …… 2221
3.6.2　动力煤选煤典型重选工艺 …… 2224

4　选煤产品脱水与干燥 …… 2228

4.1　选煤产品脱水方法分类 …… 2228
4.2　粗颗粒物料的脱水 …… 2228
4.2.1　脱水筛 …… 2228
4.2.2　离心脱水机 …… 2229
4.3　细颗粒物料的脱水 …… 2233
4.3.1　沉降式离心脱水机 …… 2233
4.3.2　沉降过滤式离心脱水机 …… 2235
4.3.3　压滤机 …… 2235
4.4　热力干燥 …… 2241
4.4.1　滚筒干燥机 …… 2241
4.4.2　管式干燥机 …… 2243
4.4.3　沸腾床层干燥机 …… 2244

5　选煤厂煤泥水处理 …… 2246

5.1　煤泥水体系的主要性质及测定 …… 2246
5.1.1　煤泥水浓度 …… 2246
5.1.2　煤泥水黏度 …… 2247
5.1.3　煤泥水酸、碱度以及硬度的影响 …… 2248
5.1.4　煤泥水的沉降特性 …… 2249
5.1.5　煤泥的矿物组成 …… 2249
5.2　水力分级 …… 2250
5.2.1　水力分级原理 …… 2250

5.2.2　水力分级设施与设备 …… 2251
5.2.3　水力分级设备的工作指标和影响因素 …… 2254
5.2.4　水力分级设备工艺效果评定指标及方法 …… 2255
5.3　浓缩澄清 …… 2256
5.3.1　工作原理 …… 2256
5.3.2　浓缩澄清设施与设备 …… 2257
5.3.3　澄清浓缩设备的工作指标和影响因素 …… 2261
5.3.4　浓缩设备工艺效果评定指标及方法 …… 2262
5.4　煤泥絮凝 …… 2263
5.5　煤泥水系统 …… 2264
5.5.1　煤泥水流程 …… 2264
5.5.2　煤泥水管理 …… 2266

6　选煤厂噪声与粉尘防治 …… 2268

6.1　选煤厂噪声防治 …… 2268
6.1.1　选煤厂噪声来源及分类 …… 2268
6.1.2　选煤厂噪声控制 …… 2271
6.1.3　选煤厂主要设备的噪声分析与治理措施 …… 2275
6.2　选煤厂粉尘治理 …… 2283
6.2.1　选煤厂粉尘来源 …… 2283
6.2.2　选煤厂粉尘特点 …… 2283
6.2.3　除尘方法与设备 …… 2284
6.2.4　选煤厂生产过程中的防尘措施 …… 2288

7　煤炭储存与装卸 …… 2290

7.1　煤炭储存 …… 2290
7.1.1　功能分类及适用范围 …… 2290
7.1.2　工艺系统及设备设施 …… 2290
7.1.3　标准规范的相关规定 …… 2299
7.2　煤炭装卸 …… 2300
7.2.1　卸煤与受煤 …… 2300
7.2.2　装车系统的工艺布置 …… 2307
7.2.3　产品装车仓与装车系统的布置 …… 2307

第 11 篇　煤矿信息化技术

1　信息化建设概述 …… 2313

1.1　信息化建设历程与发展趋势 …… 2313

1.2　信息化支持企业核心战略…… 2314
1.2.1　企业集团管控模式 …… 2314
1.2.2　企业整体信息化需求模型…… 2314
1.3　企业信息化目标…… 2317
1.3.1　总体目标 …… 2317
1.3.2　现实目标 …… 2318
1.4　企业信息化总体架构…… 2318
1.5　信息化的组织保障体系 …… 2320
1.6　信息化风险分析…… 2321
1.6.1　外部风险分析 …… 2321
1.6.2　内部风险分析 …… 2321

2　信息传输技术…… 2323

2.1　调度通信及网络化调度电话…… 2323
2.1.1　数字程控调度通信系统 …… 2323
2.1.2　网络调度通信系统 …… 2325
2.1.3　扩音电话系统 …… 2327
2.2　矿用无线/移动通信系统 …… 2328
2.2.1　漏泄通信系统 …… 2329
2.2.2　PHS 小灵通移动通信系统…… 2330
2.2.3　CDMA 移动通信系统 …… 2332
2.2.4　Wi－Fi 移动通信系统 …… 2333
2.2.5　现有的无线通信系统主要产品对比 …… 2336
2.3　井下救灾透地通信与生命探测…… 2336
2.3.1　井下救灾透地通信 …… 2336
2.3.2　井下生命探测技术与研究现状 …… 2339
2.4　工业现场总线…… 2340
2.4.1　现场总线简介 …… 2340
2.4.2　现场总线的特点 …… 2341
2.4.3　现场总线在煤矿应用的基本要求与局限 …… 2342
2.5　综合信息网络技术…… 2343
2.5.1　基于工业以太网技术煤矿综合业务传输网络平台 …… 2344
2.5.2　基于 GEPON 的环网系统 …… 2347
2.5.3　MCTP 矿用本安型多通道工业以太网…… 2349
2.5.4　工业以太网、MCTP 和 GEPON 3 种技术的比较 …… 2351

3　生产自动化系统…… 2353

3.1　生产自动化系统目标及架构…… 2353
3.1.1　系统目标…… 2353

3.1.2　综合自动化的系统架构及基本内容 …… 2353
3.1.3　综合自动化效益 …… 2354
3.2　主、副井提升监控系统 …… 2355
3.2.1　系统需求 …… 2355
3.2.2　系统构成和方案 …… 2355
3.2.3　系统功能 …… 2355
3.3　采煤工作面工况监控系统 …… 2356
3.3.1　系统需求 …… 2356
3.3.2　支架液压监测和电控系统 …… 2356
3.3.3　电牵引采煤机控制系统 …… 2358
3.3.4　工作面设备顺序控制系统 …… 2360
3.4　井下供电自动化系统 …… 2360
3.4.1　系统需求 …… 2360
3.4.2　系统构成和方案 …… 2361
3.4.3　系统功能 …… 2362
3.5　井下主排水自动化系统 …… 2363
3.5.1　系统需求 …… 2363
3.5.2　系统构成和方案 …… 2363
3.5.3　系统功能 …… 2363
3.6　井下带式输送机集控系统 …… 2365
3.6.1　系统需求 …… 2365
3.6.2　系统构成和方案 …… 2365
3.6.3　系统功能 …… 2367
3.7　辅助运输综合监控系统 …… 2368
3.7.1　机车运输综合监控系统 …… 2368
3.7.2　无轨胶轮车运输综合监控系统 …… 2371
3.8　计算机自动化配煤装车系统 …… 2373
3.8.1　需求分析 …… 2373
3.8.2　系统构成和方案 …… 2373
3.8.3　系统功能 …… 2375
3.9　主要通风机在线监测系统 …… 2376
3.9.1　主要通风机在线监测系统组成 …… 2376
3.9.2　在线监测系统功能 …… 2376
3.10　压风机监控系统 …… 2378
3.10.1　压风机监控系统的组成结构 …… 2378
3.10.2　功能简介 …… 2378
3.10.3　系统与综合自动化平台的接入 …… 2379
3.11　生产自动化系统接入 …… 2379
3.11.1　几种标准通用的数据交互方式 …… 2379

3.11.2　自动化子系统接入方式 …… 2380

4　生产安全监控系统 …… 2383

4.1　安全监控系统 …… 2383
4.1.1　分类 …… 2383
4.1.2　关键技术 …… 2383
4.1.3　主要功能 …… 2386
4.1.4　现状及未来发展趋势 …… 2387
4.2　瓦斯抽放计量监控系统 …… 2387
4.2.1　系统组成 …… 2387
4.2.2　主要功能 …… 2389
4.2.3　关键参数监测传感器 …… 2389
4.3　矿井火灾束管监测系统 …… 2390
4.3.1　系统组成 …… 2391
4.3.2　系统工作原理及布点方案 …… 2391
4.4　顶板动态监测系统 …… 2392
4.4.1　系统结构与功能 …… 2392
4.4.2　主要技术指标 …… 2395
4.4.3　典型方案 …… 2395
4.5　矿井人员定位系统 …… 2396
4.5.1　系统特点 …… 2397
4.5.2　系统组成及连接方式 …… 2397
4.5.3　主要功能 …… 2399
4.6　数字视频监控系统 …… 2400
4.6.1　数字视频编码技术 …… 2401
4.6.2　数字视频网络传输技术 …… 2401
4.6.3　煤矿数字视频监控系统典型应用 …… 2403
4.7　井下斜巷绞车轨道运输远程安全综合监控系统 …… 2408
4.7.1　关键技术 …… 2408
4.7.2　主要功能 …… 2408
4.7.3　总体结构 …… 2408
4.7.4　技术实现 …… 2408

5　煤炭企业管理信息化 …… 2413

5.1　煤炭企业综合信息支撑平台 …… 2413
5.1.1　综合信息统一网络平台 …… 2413
5.1.2　网络管理与安全 …… 2415
5.1.3　企业数据中心系统 …… 2417
5.1.4　其他辅助系统 …… 2420

5.2　综合信息应用平台 …… 2421
5.2.1　基于 GIS 的生产技术管理系统 …… 2421
5.2.2　安全生产调度指挥应用系统 …… 2426
5.2.3　经营管理信息系统（ERP 系统） …… 2430
5.2.4　综合办公系统 …… 2442
5.2.5　煤矿安全生产调度决策支持系统 …… 2446
5.3　安全生产调度控制指挥中心 …… 2449
5.3.1　指挥中心总体目标及原则 …… 2449
5.3.2　调度控制指挥中心的功能定位 …… 2449

第 12 篇　矿区生态环境保护

1　生态环境问题 …… 2453
1.1　国内外矿区环境现状 …… 2453
1.1.1　国外矿区环境现状 …… 2453
1.1.2　我国矿区环境现状 …… 2454
1.2　开采对生态环境的影响 …… 2454
1.2.1　地表塌陷 …… 2455
1.2.2　煤矸石排放 …… 2455
1.2.3　矿井废水排放 …… 2456
1.2.4　地下水资源破坏 …… 2456
1.2.5　大气污染 …… 2456
1.3　我国煤矿环境保护的相关政策、法规和标准 …… 2457
1.3.1　防治环境污染的政策、法规和标准 …… 2457
1.3.2　自然资源保护政策 …… 2458
1.3.3　清洁生产的政策与法规 …… 2458
2　生态环境治理与资源综合利用 …… 2459
2.1　矿区生态环境规划 …… 2459
2.1.1　矿区生态修复规划的意义 …… 2459
2.1.2　矿区生态规划原则 …… 2459
2.1.3　矿区生态规划的目标 …… 2459
2.1.4　矿区生态规划的内容 …… 2460
2.1.5　矿区生态规划的方法 …… 2460
2.1.6　矿区环境保护 …… 2460
2.2　矿井水的污染治理、净化回收利用技术 …… 2461
2.2.1　矿井水分类及水质特征 …… 2461
2.2.2　国内外矿井水利用概况 …… 2462

2.2.3 矿井水资源化技术 …… 2464
2.3 煤矸石的综合利用技术 …… 2472
2.3.1 煤矸石的组成 …… 2472
2.3.2 煤矸石的性质 …… 2473
2.3.3 国内外煤矸石综合利用技术概述 …… 2475
2.3.4 煤矸石常见综合利用技术 …… 2476
2.4 瓦斯回收利用技术 …… 2481
2.4.1 瓦斯组成 …… 2482
2.4.2 国内外瓦斯利用发展状况 …… 2482
2.4.3 瓦斯主要用途 …… 2482
2.4.4 瓦斯发电技术分析 …… 2483
2.4.5 矿井污风瓦斯利用 …… 2485
2.5 塌陷土地治理 …… 2486
2.5.1 我国塌陷区的破坏现状 …… 2486
2.5.2 国内外煤矿塌陷区土地复垦研究状况 …… 2487
2.5.3 我国土地复垦的法律法规 …… 2488
2.5.4 矿区土地复垦的原则 …… 2489
2.5.5 采煤塌陷土地复垦的综合治理技术 …… 2489
2.6 矸石山绿化 …… 2491
2.6.1 矸石山绿化现状及研究对策 …… 2491
2.6.2 煤矸石山绿化方法 …… 2492

3 矿区生态环境保护实例 …… 2493

3.1 创新理念 …… 2493
3.1.1 创新资源环境理念 …… 2493
3.1.2 创新技术理念 …… 2494
3.2 治理“三废一沉” …… 2494
3.3 保护资源 …… 2494
3.4 修复生态环境 …… 2494
3.5 绿色工程建设 …… 2495
3.6 改造棚户区 …… 2495
3.7 推进地企统筹 …… 2495
3.8 积极倡导建设淮南平原水库 …… 2495

参考文献 …… 2497

第 9 篇

矿井灾害防治

水害防治

主　编　张希平
编　写　房孝春

火灾防治

主　编　李建新
副主编　周军民　赵云锋

顶板事故与冲击地压灾害防治

主　编　窦林名　张　农

瓦斯管理、煤与瓦斯突出防治

主　编　王思鹏
副主编　殷德银　唐开敏

矿井热害防治

主　编　卫修君
副主编　刘桂平　万　昌

矿井粉尘防治

主　编　王德明
副主编　杨胜强　任万兴　仲晓星

1 水害防治

《煤矿防治水规定》规定：煤炭企业、矿井的主要负责人（含法定代表人、实际控制人）是本单位防治水工作的第一责任人，总工程师（技术负责人）具体负责防治水的技术管理工作。

煤矿企业、矿井应当按照本单位的水害情况，配备满足工作需要的防治水专业技术人员，配齐专用探放水设备，建立专门的探放水作业队伍。水文地质条件复杂、极复杂的煤矿企业、矿井还应设立专门的防治水机构。

煤矿企业、矿井应当建立健全水害防治岗位责任制、水害防治技术管理制度、水害预测预报制度和水害隐患排查治理制度。

煤矿企业、矿井应当编制本单位的防治水中长期规划和年度计划，并组织实施。

煤矿水害防治应当坚持“预测预报、有疑必探、先探后掘、先治后采”的原则，采取“防、堵、疏、排、截”的综合治理措施。

“预测预报”是在查清矿井水文地质条件的基础上，对矿井的水文地质类型、水害隐患及威胁程度进行分析研究，并通过相应的水文地质工作对矿井水文地质条件进行分采区、分工作面评价圈定安全区、临界危险区和危险区，以排除开采活动的盲目性。

“有疑必探”是在预测预报的基础上，对存有水害威胁的可疑地点、区域或块段采用物探、化探、钻探等方法和手段进行必要的探查，以探明可疑区域或水害隐患点情况。

“先探后掘”是在综合探查的基础上，在确保掘进没有水患威胁后，方可实施掘进施工。

“先治后采”是指经探查后，对存在有水害威胁的作业地点和隐患区域，先采取有针对性的治理措施，待达到安全开采的条件后才能进行采煤。

“防”是对矿井边界、导水断层、承压含水层、导水陷落柱等采取留设防水煤（岩）柱或通过改变采煤方法来预防水害，并对其他可能诱发矿井水害的水源、通道实施加固、隔离、阻断等措施。

“堵”即针对有安全隐患的矿井充水水源、涌水通道，应当超前进行注浆封堵，或对强含水层、隔水层进行注浆加固处理。

“疏”主要是指对能疏干的含水层立足疏干；对于底板承压含水层不能疏干的，通过疏放水，把水压降到安全值以下，即疏水降压，从而实现安全开采。

“排”指建立安全可靠的矿井排水系统，同时将排水和供水相结合，使矿区水资源得到综合利用。

“截”指通过开挖沟渠，修筑堤坝、防水帷幕等截流措施，拦截地表河流、水库和池塘等地表水、松散层水及承压水导水通道。

1.1　水害类型及其防治

1.1.1　地表水害及防治

1. 地表水害

地表水体主要包括海洋、河流、湖泊、水库、池塘、塌陷积水坑等，它们位于矿区地表。当采煤工作面采空区顶板冒落或掘进工作面冒顶形成的导水裂缝带与地表水体连通时，会使地表水突然溃入井下，造成溃水事故；当突遇山洪暴发、洪水泛滥时，地面洪水会沿地表塌陷裂缝和某些封孔不良的钻孔涌入井下，特殊情况下洪水可冲毁工业广场，直接从井口灌入井下，导致地表水害事故。

2. 地表水害的防治

（1）查清矿区及其附近地面水流系统的汇水情况、渗漏情况、疏水能力和有关水利工程情况，掌握当地历年降水量和最高洪水位资料；查明本矿及其附近地表河流、湖泊、池塘、水库（坝）的位置、标高、积水量，洪水流量、洪水位标高等，定期分析上述水体与矿井采掘工程之间的关系。

（2）井口和工业广场内建筑物的高程应当高于当地历年最高洪水位；在山区应当避开可能发生泥石流、滑坡的地段。如果井口及工业广场内建筑物的高程低于当地历年最高洪水位时，必须建筑堤坝、沟渠或采取其他防排水措施。

（3）对于塌陷坑积水、池塘积水和河流等水体，只要有突水的可能就应当将积水排干或对河流治理后再生产。在生产过程中应定期巡查地面积水及治水工程现状，发现问题，及时采取相应的治理和防范措施。

（4）建立预防暴雨洪水引发煤矿事故灾难的机制和制度。应当与气象、防汛和水利等部门，建立汛期预警和预防机制，及时掌握可能危及煤矿安全生产的暴雨洪水灾害信息，主动采取防范措施，并与周边相邻矿井沟通信息，当矿井出现异常情况时，立即向周边相邻矿井进行预警。建立雨季巡查制度，在雨季安排专人对地面河流、水库、池塘、积水坑、塌陷区等地点进行巡查，特别是在接到暴雨灾害信息和警报后，应当实施24h不间断巡查，及时通报水情水害威胁情况。建立重大水害隐患及时撤人制度和水害隐患排查治理检查制度，当发生因暴雨洪水引发煤矿淹井险情后，立即启动《水害事故应急救援预案》，积极开展救援工作。

（5）使用中的钻孔，应当安装孔口防护盖；报废的钻孔应及时封孔。

（6）对煤层风（氧）化带要留设足够的防水煤柱，严禁开采煤层露头的防隔水煤（岩）柱。

1.1.2　冲积层水害及防治

1. 冲积层水害

冲积层水又称地表潜水，它赋存于第四系松散层内的流砂层、砂层及沙砾层等含水层内（或其他不同时代形成的含水松散层），覆盖在煤系地层之上。如果不合理地确定或提高开采上限，采矿冒裂带一旦和松散层沟通，冲积层水与流砂等将溃入井下，形成地面塌陷漏斗，俗称“开天窗”，将导致冲积层水害。

2. 冲积层水害的防治

（1）查清冲积层厚度、结构及留设煤岩柱的阻水性能。

（2）掘进工作面进入煤层风（氧）化带附近区域，应提前打钻探查煤层顶板基岩厚度、冲积层富水性能等情况。

（3）根据煤层顶板的岩性、厚度及隔水性能，计算并留足顶板防隔水岩柱厚度。

（4）合理地确定煤层开采上限，开采上限标高要满足开采后冒裂带高度不能与冲积层连通，确保冲积层水不泄入井下。

1.1.3 煤层顶、底板砂岩水害及防治

1. 煤层顶、底板砂岩水害

煤层顶、底板为砂（砾）岩含水层时，采前没有探放水、预注浆加固，开采后因顶板冒落与含水层导通，或底板砂岩裂隙承压水沿底板导水裂隙，进入工作面，形成水害事故。

2. 煤层顶、底板砂岩水害防治

（1）观测顶板“三带”发育高度，当导水裂缝带范围内存有砂岩含水层时，应超前疏放水。

（2）当煤层底顶板为砂（砾）岩含水层时，在开采之前，需对底板砂岩承压水进行超前钻探疏放或注浆加固。

1.1.4 煤层顶、底板薄层灰岩水害及防治

1. 煤层顶、底板薄层灰岩水害

煤层顶、底板为灰岩含水层时，工作面开采后因顶板冒落，使冒裂带与含水层导通，或底板薄层灰岩承压水沿底板导水裂隙，进入工作面，形成水害事故。

2. 煤层顶、底板灰岩水害防治

（1）观测顶板“三带”发育高度，当导水裂缝带范围内存有灰岩含水层时，应超前疏放水。

（2）当煤层底板为薄层灰岩含水层时，在巷道掘进期间及煤层开采之前，要对底板灰岩承压水进行超前钻探疏干或将水压降到安全值以下，进行安全带压开采。

（3）对煤层底板及薄层含水层进行注浆加固，变强含水层为弱含水层或隔水层，增强煤层底板隔水性能。

1.1.5 厚层石灰岩岩溶水水害及防治

1. 厚层石灰岩岩溶水水害

北方奥陶系石灰岩以及南方茅口石灰岩、阳新石灰岩均为厚层石灰岩。北方奥陶系石灰岩岩溶裂隙发育，富水性强，不仅广泛接受大气降水补给，而且与地表水体、冲积层底部含水层等也有较好的互补关系，地下动、静水储量丰富。南方型厚层石灰岩岩溶发育丰富，多以洞穴、暗河等岩溶管道为主，充水水源主要来自大气降水和地表径流透入。厚层石灰岩岩溶水以承压水的方式对煤层开采构成威胁，在矿山压力、水压、构造和隔水层阻水能力不足等因素的共同作用下，容易发生厚层灰岩岩溶水突水事故。

2. 厚层石灰岩岩溶水水害防治

1）北方奥陶系石灰岩岩溶水水害防治

（1）采用物探、化探、钻探、放水、连同试验等手段，查明开采区域内断层产状、导水性，查明奥陶系石灰岩含水层与煤层至奥陶系石灰岩含水层之间的中间含水层的水力

联系。

（2）对煤层底板中间含水层进行注浆改造。

（3）注浆封堵补给通道，减少含水层补给水量。

（4）疏水降压或对奥陶系石灰岩浅部进行注浆改造。

（5）留设断层防水煤柱。

2）南方厚层石灰岩岩溶水水害防治

（1）采用物探手段查明开采区域内岩溶发育规律及其与主要构造、基岩顶界面形状、地表水系和积水区的关系，查清岩溶水的补给水源与通道。

（2）封闭岩溶水的地表进水口。

（3）有针对性地进行超前探放水。

（4）对暗河水进行封堵截流。

1.1.6　岩溶陷落柱水害及防治

1. 岩溶陷落柱水害

在采掘过程中，一旦揭露岩溶陷落柱，陷落柱水体直接进入作业地点，形成岩溶陷落柱水害。岩溶陷落柱水害突水急、水量大、水势猛，极易造成矿井被淹。

2. 岩溶陷落柱水害的防治

（1）用物探或钻探的办法探查陷落柱的位置及导水性。

（2）留设防水煤柱。

（3）在地面或井下进行注浆充填加固。

1.1.7　断层水害及防治

1. 断层水害

断层面岩层破碎，裂隙发育，往往与含水层沟通，当采掘工作面接近或穿过断层时，常发生突水事故。断层水害有时和其他水害共同发生，增加了水害发生的几率和危害程度。

2. 断层水害的防治

（1）查明断层产状、性质和破碎带，分析断层的充水条件及采掘工作面同断层（带）在空间上的相互关系，坚持“有疑必探，先探后掘”。

（2）留足断层保护煤柱，确保开采后断层不受采动影响。

（3）当巷道穿过可能导水的断层前，要先预注浆加固断层带。经检验，注浆效果达到规定要求后，巷道方可继续施工。

（4）采煤工作面内如发育导水断层，要留设断层防水煤柱。

（5）在井下采用钻探探查断层时，应制定探防断层水的安全技术措施，并建立相应的排水设施。

1.1.8　钻孔水害及防治

1. 钻孔水害

地面勘探施工的地质孔和水文孔，如果封孔质量不合格，且穿过含水层，就会成为导水通道。当采掘工作面接近或揭露钻孔，容易造成突水事故。

2. 钻孔水害的防治

（1）确定钻孔在采掘工作面的位置，核实钻孔的封孔质量。

（2）如果钻孔穿透含水层，且封孔不良，应当在地面重新套孔、封孔。

（3）地面无条件重封的钻孔或怀疑封孔质量的钻孔，应在井下采用钻探的方法，查清其导水情况，并采取井下注浆封堵或留设防水煤柱等相应措施。

（4）井下揭露出的钻孔，要及时封堵，防止滞后突水。

（5）对无封孔资料的钻孔，应按孔口坐标实测出孔位，并开挖孔口，查看实际封孔情况。对未封钻孔要采取相应的处理措施。

1.1.9 老窑（空）水害及防治

1. 老窑（空）水害

老窑或废弃井巷内的积水为老窑水；采空区或与采空区相连的巷道内的积水，为老空水。老窑（空）水几何形状极不规则，不断推进的采掘工程与这种水体的空间关系错综复杂。老窑（空）水流动规律与地表水流相同，不同于含水层中地下水的渗透。采掘工程一旦意外接近或揭露，便可突然溃出，发生透水事故。

2. 老窑（空）水害的防治

（1）及时排查分析本矿井的老窑（空）积水情况，定期收集、调查、核实相邻矿井和废弃的老窑情况，并建立台账，将本矿井的积水区和矿界外最少100m范围内的相邻矿井的采掘工程、积水区标绘在采掘工程平面图等有关图纸上，及时修订积水线、积水量、积水上下限标高、探水线和警戒线。

（2）作业地点接近水淹或可能积水的井巷、采空区老窑或相邻矿井时，不得使用巷探直接揭露，应首先采用钻探、物探或化探等方法，查清水文条件，然后采取相应的治理措施。

（3）新开拓的采区、采掘工作面要进行水文地质条件分析，地质说明书要阐明受老空水威胁情况，并制定相应探放水措施。

1.2 水害防治技术

1.2.1 水文条件探查技术

1.2.1.1 物探

地球物理勘探技术（物探）经过多年的发展，其在地质、水文地质探查中的地位和作用越来越明显，越来越重要。煤矿常用物探方法有地面电法勘探和井下电法勘探。

1. 地面电法勘探

地面电法勘探根据岩石、矿石的电学性质，通过仪器观测人工、天然电场或交变电磁场空间和时间的分布特点和规律，分析、解释电场的特点和规律达到勘探目的的地球物理勘探方法。

1）直流电法勘探的特点及应用

特点：①理论方法成熟，施工技术简单，抗干扰；②体积效应影响大，随着勘探深度的增大，分辨率急剧下降；③施工效率低，工作量大。

主要应用：浅部（小于500m）的水文勘探工作，如第四系含水层、覆盖层厚度、断层裂隙带、岩溶、采空区等的勘察。

2）瞬变电磁测深法的特点及应用

特点：①体积效应小、分辨力高、施工效率高；②能穿透高阻屏蔽层，勘探深度大；

③抗干扰能力比直流低；④受地表人文设施干扰大；⑤存在浅部勘探盲区。

主要应用：中深部（小于1000m）水文勘探工作，如砂岩富水区、断层裂隙带、岩溶裂隙、采空区等的勘察。

3）CSAMT的特点及应用

特点：①能穿透高阻屏蔽层，勘探深度大；②横向分辨力高、施工效率高；③受地表不均匀体影响大（静态效应）；④存在过渡区；⑤资料处理解释复杂。

主要应用：中深部（可达1500m）水文勘探工作，如砂岩富水区、断层裂隙带、岩溶裂隙、地热等的勘察。

4）EH-4的特点及应用

特点：①能穿透高阻屏蔽层，勘探深度大；②纵、横向分辨力高、施工效率高；③在矿区易受干扰。

主要应用：中浅部（小于800m）水文勘探工作，如砂岩富水区、断层裂隙带、岩溶裂隙、采空区等的勘察。

2. 井下电法勘探

1）矿井直流电法勘探

（1）巷道顶底板电测深法包括：①固定MN法（施伦贝尔装置）；②温纳装置；③三极装置。

主要应用：探测煤层底板或顶板岩层内隐伏的导水裂隙带、富水异常区、含水层厚度、隔水层厚度等。

（2）矿井电剖面法包括：①复合对称四极剖面法；②多极距偶极剖面法；③多极距三极剖面法。

主要应用：探测煤层底板隐伏的断层破碎带、导水通道的位置。

（3）矿井高密度电阻率法包括：①温纳对称四极；②温纳偶极装置；③温纳微分装置；④温纳三极装置。

主要应用：探测底板含水构造，评价岩层含水性；划分底板含水层和隔水层；调查灰岩岩溶发育情况。

（4）直流电透视法（音频电透视法）主要指定点三极电透视法。

主要应用：探测工作面内小构造；探测工作面顶底板岩层内含水、导水构造。

（5）网络并行电法包括：AM法、ABM法。

主要应用：巷道三维电阻率勘探；地电场监测；围岩变形破坏与矿井灾害预警等。

2）矿井高分辨地震勘探

（1）巷道地震勘探包括：折射法、反射法、震波CT透视法。

主要应用：探测剩余煤厚、底板岩层埋深；评价隔水层稳定性；底板小构造探测。

（2）矿井地震超前勘探主要应用于探测巷道迎头前方小构造。

（3）槽波地震及震波CT勘探包括：透射法、反射法。

主要应用：探测工作面内断层、陷落柱、冲刷带、小褶曲等特征变化，评价煤层厚度变化、瓦斯富集。

（4）瑞雷波勘探包括：稳态法、瞬态法。

主要应用：划分岩层和探测顶、底板小断层及岩溶；掘进迎头超前探测小构造；探测

工作面内小构造。

（5）声波勘探包括：①直达波法；②反射波法；③折射波法；④多孔透射法；⑤单孔折射波法。

主要应用：测定岩层力学参数；评价岩体质量、硐室和井巷围岩稳定性，进行工程地质分类；探测井巷、硐室围岩松动圈范围和冻结壁的冻结状态及扩展情况。

（6）声发射与微震技术包括：一般监测法、定位监测法。

主要应用：研究岩石破坏过程；预测瓦斯、煤层突出和顶板稳定性；预测冲击地压。

3）矿井瞬变电磁法

矿井瞬变电磁法包括：迎头前方探测法、剖面法。

主要应用：探测工作面顶底板岩层富水异常区；掘进迎头超前探测含水构造。

4）探地雷达法

探地雷达法包括：剖面法、宽角法。

主要应用：探测巷道顶、底板及工作面前方小断层、老窑、空巷；探测煤层残厚、底板隔水层厚度和巷道松动圈等。

5）无线电波透视法

无线电波透视法包括：①定点发射法；②正同步法；③斜同步法；④多方位测量法。

主要应用：探测工作面内陷落柱、小断层、冲刷带、火成岩侵入体范围，评价煤层富水性和瓦斯富集等。

6）红外测温

红外测温包括：定点测量法、剖面测量法。

主要应用：探测老空区；区分水源类型。

7）综合物探分析法

综合物探分析法包括：①电法与地震法结合；②地震法与电磁法结合；③震、电、电磁多方法结合。

主要应用：多种方法同时使用，可提高地质异常的分辨能力与精准度，是值得全面推广的方法。

1.2.1.2 化探

利用含水层水化学特征、微量元素、气体成分、环境同位素等可探查不同含水层之间的水力联系及含水层补给、径流、排泄条件。主要通过水质化验、示踪试验等方法，利用不同时间、不同含水层的水质差异，确定突水水源，评价含水层水文地质条件，确定各含水层之间的水力联系。主要用于：

（1）利用主要含水层水化学特征、类型、微量元素及水中氡气含量，在试验与分析的基础上区分鉴别不同含水层。

（2）利用水化学方法或示踪剂结合放水试验查找地下径流带、不同含水层水力联系、补给水源、径流通道、水流速度等。

（3）利用水环境同位素判别突水水源、确定不同含水层水混合比例、计算入渗高度和径流带水流流速。

1.2.1.3　钻探

钻探是水文地质调查、矿产资源勘探、查明水文地质条件及验证物探成果的主要手段。其主要目的任务是：

（1）探查含（隔）水层的数目、层位、厚度、埋藏深度、分布状况、隔水性能等。

（2）查明含水层的水位（初见水位和静止水位）。

（3）探查含水层之间、地下水与地表水之间的水力联系，以及断层的导水性。

（4）采集岩石样本。

（5）为放水试验、抽水试验提供应用钻孔，验证物探成果等。

1.2.1.4　放水试验

放水试验是通过钻孔集中对含水层进行放水，用以观测放水量及放水点周围水位变化关系的试验方法。放水试验是探查水文地质条件的重要手段。放水试验既适用于整个井田，也适用于一个水文块段、一个水平或一个采煤工作面。其主要作用与目的是：

（1）确定含水层的富水性。

（2）探查含水层的补给通道与隔水边界。

（3）确定断层的导水性。

（4）划分水文地质单元（块段）。

（5）确定含水层之间的水力联系。

1.2.2　探放水

1.2.2.1　探放水类型

为有效防止矿井水害事故，超前对作业地点前方、顶底板及两侧的含水构造、含水层、老窑（空）积水进行探查与疏放，称之为探放水。根据探放对象可分为探放老窑（空）水、探放断层水、探放钻孔水、探放承压含水层水及探放陷落柱水等。

1.2.2.2　探放水原则

采、掘工作面遇有下列情况之一，应进行探放水，确认无突水危险后，方可继续施工和开采：

（1）接近水淹或可能积水的井巷、采空区或相邻煤矿时。

（2）接近水文地质条件复杂的区域，采、掘工作面有出水征兆或情况不明时。

（3）接近或通过含水层、导水断层、暗河、溶洞和陷落柱时。

（4）采动影响范围内有承压含水层、含水构造或煤层与含水层间的隔水岩柱厚度不清，可能突水时。

（5）接近有水和泥浆积聚的灌浆区时。

（6）接近未封闭、封孔不良或情况不明的钻孔，有出水危险时。

（7）掘透隔离煤柱，利用巷道放水时。

（8）接近可能与河流、湖泊、水库、水井等相通的断层破碎带或裂隙带时。

（9）接近其他可能突水的地点时。

1.2.2.3　探放水设计

1. 探放水设计编制内容

（1）探放水目的。

（2）探水区概况：探水区域的水文地质概况，老窑（空）积水范围、积水量、水压、动水量，施工地点与积水区关系，构造发育情况，积水区与其他含水层水力联系等。

（3）技术参数及要求：①探放水巷道的布置、断面规格、支护形式、坡度和施工顺序；②计算并说明探水孔的超前距与帮距；③说明探水钻孔布置原则、组数、孔数、方位、倾角、深度和结构；④探水设备。

（4）安全措施内容：①钻机运输安装和钻探操作的安全措施；②钻孔放水措施（包括孔口装置、套管下设和固定方法）；③排水设备的维护制度；④水沟、水仓的清理制度；⑤流水路线；⑥巷道维护制度；⑦安全躲避硐；⑧通风方法和瓦斯检查制度；⑨通信方式；⑩避灾路线。

（5）附图：①探放水钻孔布置图（包括平、剖面图）；探放老窑（空）水时，应在平面图上标明积水区范围、积水量、水压及积水线、探水线、警戒线；②探放水钻孔结构图；③避灾路线图。

2. 设计说明

1）积水线、探水线、警戒线确定

（1）积水线：积水区的边界。

（2）探水线：沿积水线外推 60～150m，一般根据积水范围、可靠程度、积水压力，煤柱强度来确定。当积水情况清楚，水压不超过 1MPa，探水线距积水线距离：煤巷一般不小于 30m，岩巷不小于 20m。

（3）警戒线：从探水线外推 50～150m 作为警戒线。当巷道进入此线，就应警惕积水的威胁，注意迎头及巷道两帮的变化，发现异常应立即停止掘进，进行提前探水。

2）老窑（空）积水量估算

估算公式如下：

$$Q_{积} = \sum Q_{采} + \sum Q_{巷} \tag{9-1-1}$$

$$Q_{采} = KMF/\cos\alpha \tag{9-1-2}$$

$$Q_{巷} = WLK$$

式中 $Q_{积}$——总积水量，m^3；

$\sum Q_{采}$——采空区积水量之和，m^3；

$\sum Q_{巷}$——巷道积水量之和，m^3；

K——充水系数：采空区一般取 $K=0.25\sim0.5$，煤巷一般取 $K=0.5\sim0.8$，岩巷取 $K=0.8\sim1.0$；

M——采空区的平均采高或煤厚，m；

F——采空积水区的水平投影面积，m^2；

α——煤层倾角；

W——积水巷道原有断面，m^2；

L——积水巷道长度，m。

3）钻孔布置

（1）探放水钻孔布置应根据超前距、安全掘进距离、帮距、钻孔密度决定。超前距是指经探放水后允许掘进的安全距离。帮距是指外斜眼终点与中心眼的法线距离，帮距一

般应等于超前距，有时可略小于超前距1～2m。

（2）探放老空水钻孔应成组布设，并在平面和竖直面内呈扇形，钻孔终孔位置以满足平距3m为准，厚煤层内各钻孔终孔的垂距不超过1.5m。开孔位置布设在易于泄水的巷道内。

（3）探放断层水，其钻孔布置一般沿掘进方向的前方及下方，底板方向的钻孔不得少于2个，终孔孔径一般不大于60mm，其超前距离和止水套管长度应符合表9－1－1的要求。

（4）探放钻孔水要根据钻孔测斜资料，确定钻孔的准确位置。

（5）探放承压含水层水和陷落柱水应在掘进工作面前方、下方及两侧布置钻孔。

4）超前距的计算

（1）超前距的计算公式如下：

$$L=0.5KM\sqrt{\frac{3p}{K_P}} \tag{9-1-3}$$

式中　L——超前距，m；

K——安全系数，一般取$K=2\sim5$；

M——煤层厚度或巷道高度，m；

p——水头压力，MPa；

K_P——煤的抗张强度，MPa。

（2）探放老空水钻孔超前距最小水平钻距不小于30m，止水套管不小于10m。

（3）沿岩层探放含水层、断层和陷落柱等含水体时，按表9－1－1确定探水钻孔超前距离和止水套管长度。

表9－1－1　探水钻孔超前钻距和止水套管长度

水压/MPa	钻孔超前钻距/m	止水套管长度/m
<1.0	>10	>5
1.0～2.0	>15	>10
2.0～3.0	>20	>15
>3.0	>25	>20

5）安全措施

（1）在预计水压大于0.1MPa的地点探水时，应预先固结套管，经注浆固定进行耐压试验。耐压试验的压力应大于水压的2.0倍，持续时间不少于20min，不合格的应重新封孔。套管口应安装抗压能力大于水压2.0倍的闸阀。

（2）施工水压大于1.5MPa的钻孔时，应采用防喷和反压装置的方法钻进。

（3）在下山探放水，应具备排出预计最大涌水量的排水能力，并安排专人看泵。若钻孔突然涌水，排水能力小于涌水量或泄水条件不好时，要及时关闭闸阀。

（4）探放老空水钻孔，先用不大于ϕ50mm孔径钻透，然后根据需要再扩孔，一般不得大于ϕ75mm。钻透前应当有瓦斯检查员或矿山救护队员在现场值班，随时检查气体成

分。如果瓦斯或其他有害气体浓度超过有关规定，应当立即停止钻进，切断电源，撤出人员，并及时报告矿井调度室。

1.2.3 疏水降压技术

疏水降压技术就是利用抽水钻孔、放水钻孔及巷道揭露煤层顶板或底板含水层，使承压含水层水压降低，达到安全开采要求的技术。疏水降压技术是矿井主要的水害防治技术之一。

1.2.3.1 疏水降压适用条件

（1）煤层顶板岩层内存在直接或间接含水层，且以静储水量为主，不疏降无法保证采掘活动的安全。

（2）巷道设计在含水层中，采、掘活动必须揭露含水层，工程施工前需提前对含水层进行疏水降压。

（3）煤层底板存在直接或间接含水层，且水压较高，无隔水层或隔水层难以承受矿压和水压破坏，在此条件下，可对含水层进行疏水降压。

（4）若煤层顶底板直接或间接含水层富水性强，且动态补给量大时，采取先注浆，堵塞、充填过水通道，改造含水层后，再进行疏水降压。

1.2.3.2 疏水降压方式

疏水降压方式包括地表疏降、井下疏降和联合疏降。

1. 地表疏降

地表疏降是指在地面针对地下含水层施工大口径钻孔，利用潜水泵疏降含水层水位的疏降方法。地表疏降施工简单，安全可靠。

地表疏降的效果主要取决于充水含水层的渗透性、水位高度及排水设备等。一般认为对于渗透系数为5～150m/d的含水层效果最好。对于渗透系数为3m/d的潜水含水层和渗透系数为0.5～1m/d的承压含水层也可采用这种疏干方式。

2. 井下疏降

井下疏降是直接利用井下巷道揭露含水层，疏干含水层，或者在巷道中向含水层施工疏水钻孔，以降低承压水位的疏降方法。井下疏降包括巷道疏降和钻孔疏降。

利用巷道揭露含水层进行疏放水时，为保证巷道施工安全，应提前施工疏水钻孔，使水压、水量都降到安全合理的程度后，方可揭露含水层。

疏降钻孔分煤层顶板疏水钻孔和底板疏水钻孔。顶板疏水钻孔以疏干为目的；底板疏水钻孔的作用在于最大限度地降低水压，使水位降到巷道揭露水平或降到隔水层所承受的水头压力以下，以达到带压安全开采的条件。

井下疏降时，排水设备及水仓容量应满足《煤矿安全规程》要求：

（1）水泵必须有工作、备用和检修的水泵。工作水泵的能力，应能在20h内排出矿井24h的正常涌水量。备用水泵的能力应不小于工作水泵能力的70%。工作和备用水泵的总能力，应能在20h内排出矿井24h的最大涌水量。检修水泵的能力应不小于工作水泵能力的25%。

（2）正常涌水量在1000m^3/h以下时，主要水仓的有效容量应能容纳8h的正常涌水量。正常涌水量大于1000m^3/h的矿井，主要水仓的有效容量可按下式计算：

$$V=2(Q+3000) \tag{9-1-4}$$

式中　V——主要水仓的有效容量，m^3；

Q——矿井每小时正常涌水量，m^3。

水仓的空仓容量应当经常保持在总容量的50%以上。

3. 联合疏降

联合疏降是将地表疏降和井下疏降联合应用的疏降方法，主要应用于水文地质条件复杂的矿井。当采用单一疏降效果差或不经济时，也应考虑采用联合疏降方法。

1.2.3.3　顶板水疏放

我国绝大多数煤矿，煤层的上覆含水层为砂岩裂隙含水层。砂岩含水层的裂隙水常常沿裂隙进入采掘工作面，造成顶板滴水和淋水，影响采掘作业，甚至在矿山压力作用下，伴随着回采放顶，导致大量的水溃入井下，造成垮面停产和人身事故。因此，工作面采掘前应先对顶板砂岩裂隙水进行疏放。

1. 巷道疏放

煤层直接顶板为含水层时，可利用采区准备巷道和回采巷道疏放顶板含水层的水。有时也利用石门对含水层进行疏放。

利用巷道疏放含水层中的水是一种经济有效的办法，既不需要专门的设备和额外的巷道工程，又能保证疏放水效果。利用采、准巷道疏放含水层时应注意：

（1）采、准巷道提前掘进的时间应根据疏放水量和疏放速度决定。超前时间过长，会造成巷道长期闲置，并增加维修工作量；超前时间太短又会影响疏放效果。

（2）疏放强含水层时，应视水量大小考虑是否要扩大排水沟、水仓以及增加排水设备。

2. 钻孔疏放

当含水层距离煤层较远，采、准巷道起不到疏放效果时，一般在巷道中每隔一定距离向含水层施工放水钻孔，对煤层顶板含水层进行疏放。放水钻孔布置应考虑：

（1）钻孔应布置在裂隙发育和标高较低的地段。

（2）钻孔的间距按疏干降落曲线的要求布置。

（3）钻孔深度一般应穿透采空后形成的导水裂隙带高度。若在导水裂隙带高度范围以外，仍存有承压含水层，则应留设防水煤柱，防水煤柱留设不足时，应加深钻孔，对裂隙带以外的含水层进行疏放。

（4）钻孔的方位选择，应以既能达到疏放效果又节省工程量为宜。

（5）钻孔数量和孔径视水量大小而定，孔径一般不宜过大。

3. 直通式放水钻孔

当煤层顶板以上有多层含水层，岩层比较平缓，含水层距地表较浅，并且巷道顶板为相对隔水层时，可使用直通式放水钻孔。它由地表施工，向下穿透含水层，并与井下疏水巷道的放水硐室相通。当放水钻孔通过松散含水层或涌砂涌泥的含水层时，应在相应部位安装过滤器。

1.2.3.4　煤层底板承压水疏放

我国许多煤矿，煤层底板下发育强含水层，且水压大，有的达到5MPa以上。在采掘活动中，由于岩层的原始平衡状态遭到破坏，巷道或采煤工作面底板在水压和矿山压力的共同作用下，底板隔水层发生变形，产生底鼓及突水事故。这种底板突水在我国华北型煤

田中屡见不鲜，底板承压水疏放就是最简捷的有效治理手段。

1. 巷道疏放

将巷道布置在含水层中，利用巷道直接疏放。该方法不适应于水压较高且不宜疏干的强含水层中。

2. 钻孔疏放

对水压高、富水性较强的含水层，通过向强含水层中施工疏放钻孔，使含水层水头压力降到安全值以下，以达到安全开采的目的。疏放钻孔布置在采区巷道或专门疏水巷道内，每隔一定距离向煤层底板含水层施工钻孔放水，使之形成降落漏斗，逐步将水压降到安全值以下。

1.2.4 煤层底板含水层注浆改造技术

注浆改造技术是通过对煤层底板含水层进行注浆，使浆液在一定压力下沿裂隙运移、扩散、结石、充填含水层，堵塞或缩小导水通道，从而加固、加厚底板隔水层，改变岩体（层）水文地质条件，以防止煤层底板水害事故的发生。承压水的存在是造成底板突水的物质基础，水压、矿压是造成底板突水的力源，断裂构造、陷落柱、原始及采动裂隙是发生底板突水的通道。削弱底板突水物质基础的方法是对煤层底板直接引发突水的含水层进行注浆改造；降低突水力源的方法是对含水层进行疏水降压，人工强制放顶，减少矿压破坏深度；避开突水通道的方法是留设防水煤柱；堵塞突水通道的方法是注浆改造充填裂隙。

注浆改造的作用主要有3点：①向含水层中压入浆液，浆液沿着灰岩岩溶裂隙扩散、结石，最后将裂隙充填，把灰岩中的水置换出来，使灰岩变为不含水或弱含水；②浆液在注浆压力作用下，通过薄层灰岩沿着含水层补给通道运移扩散、结石，堵塞或缩小导水通道，减少了强含水层水对薄层灰岩的补给；③浆液在注浆压力作用下沿着煤层底板裂隙运移扩散、结石，充塞隔水层的导水裂隙，加固了煤层底板，提高了隔水层的抗拉强度。因此对含水层注浆能起到改造、封源和加固的作用。

1.2.4.1 注浆改造技术适用条件

注浆改造技术一般在水文地质条件复杂或极复杂、疏水降压后开采经济上不合理的开采范围内使用。以下几种情况应采用注浆改造技术：

（1）煤层下伏含水层富水性强或中等以上块段，单位降深疏水量大于$10m^3/(h \cdot m)$，或一个采区总疏放水量大于$500m^3/h$。

（2）突水系数在构造复杂地段超过0.06MPa/m，在正常地段超过0.1MPa/m。

（3）工作面底板存在导水裂隙带、构造破碎带、陷落柱、隔水层厚度不够等。

（4）煤层底板含水层之间存在垂向补给通道。

1.2.4.2 注浆方法

注浆有井下注浆和地面注浆两种方法。井下注浆是在井下造浆，利用注浆泵通过注浆管路，由注浆钻孔向含水层内注浆。该方法具有易操作、工艺简单等特点，但劳动强度大，注浆效果差。地面注浆是由地面建集中注浆站造浆，通过送料钻孔和井下管路送浆，利用注浆孔向含水层注浆。该方法的注浆管路长，但能连续造浆、注浆，注浆效率高、效果好。地面注浆主要由黏土浆液造浆系统、混合浆液造浆系统、自动跟踪控制系统和灌注系统4个部分组成：

（1）黏土浆液造浆系统，由黏土带式输送机、制浆机、粗浆池、精浆池、旋流除砂器、泥浆泵等设备构成。

（2）混合浆液造浆系统，由黏土精浆与水泥混合搅拌系统和添加剂加入装置组成。

（3）自动跟踪控制系统，由在线监测、工控机、组态软件平台等组成。

（4）灌注系统，由泥浆泵、输浆管路及工作面注浆孔组成。

1.2.4.3　注浆材料及配比

注浆材料主要有水泥、黏土、粉煤灰、添加剂和水等。

水灰比、相对密度、稠度视单孔涌水量及岩溶发育程度而定。单液水泥浆注浆，水灰比一般控制在0.8∶1～2∶1；黏土水泥浆注浆，黏土浆的相对密度一般为1.12～1.18，每立方米黏土水泥浆中水泥掺入量为0.1～0.4t；水泥粉煤灰注浆，浆液可根据现场情况而定。

1.2.4.4　地面造浆注浆工艺

地面造浆注浆工艺，即在地面建集中注浆站制浆，在井下工作面的回采巷道施工注浆孔，由注浆泵、送料孔、注浆管路、注浆孔向含水层注浆（图9－1－1为地面造浆注浆工艺流程图、图9－1－2为黏土水泥浆注浆示意图）。

1. 注浆方式

注浆方式可分为连续注浆、引流注浆、间歇式注浆等。为达到最大量进浆，最大范围扩散、最大限度充填的目的，一般采用分次向含水层连续注浆的方式，直至达到终孔设计压力为止。

（1）注浆段高的确定：采用钻孔穿透薄层灰岩含水层或对厚含水层顶部块段分孔序连续灌注，直至达到终孔设计压力为止。发现井下跑浆时可间歇注浆。

（2）泵量与泵压：泵量根据含水层岩溶裂隙的发育程度及泵压确定。正常情况下，裂隙发育，扩散较远，进浆畅通，宜采用全泵量大流量灌注；裂隙发育较差，扩散较近，进浆阻力大，宜采用中泵量；达到接近终孔压力时则用小泵量。

（3）单孔注浆结束的标准：注浆压力越大，扩散的范围越大，对裂隙充填得越实，形成的结实体强度越高。但压力太大，由于煤层底板隔水层厚度较小，裂隙又比较发育，容易造成巷道底鼓跑浆。单孔注浆结束的标准是：泵量40L/min（NBB－250/6型泥浆泵），泵压达到设计要求，持续时间30min以上。当发现巷道底鼓，大量跑浆时，应采用间歇注浆、调整浆液和注浆参数或添加软骨料等措施。

2. 注浆程序

（1）注浆前，先对注浆孔放水0.5～1h，将沉淀在注浆孔内的碎石、岩溶裂隙中的充填物冲出，使注浆裂隙畅通。

（2）检查造浆、注浆系统设备，使之运转良好，并备足浆液以便连续注浆。

（3）做好浆液的各种配方试验，选择最佳配比参数。

（4）对注浆设备、管路进行加压试验。试验最大压力要达到注浆最大压力，发现漏水等问题应及时处理。

（5）向注浆孔中压清水，确定钻孔的吸水量。

（6）按照钻孔涌水量、吸水量等确定浆液的配比。

（7）注浆过程中要根据进浆、泵压等情况，随时调节泵量及浆液配比、黏度、添加

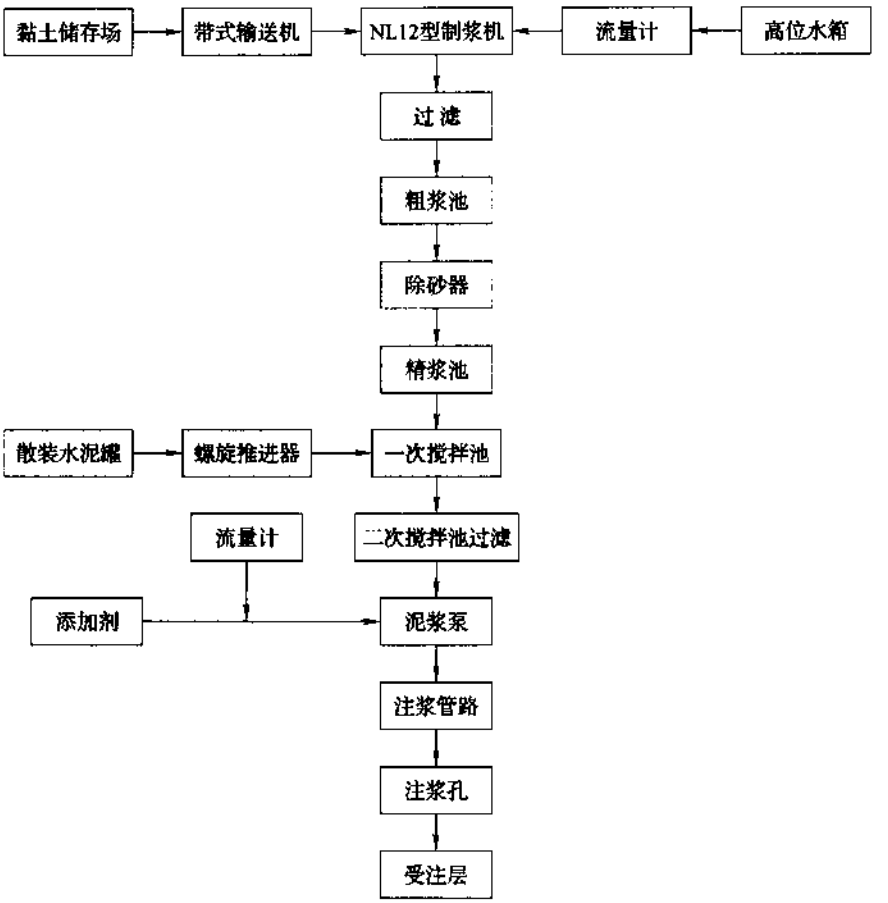


图 9-1-1 地面造浆注浆工艺流程图

剂用量。

(8) 当达到注浆结束标准时，关闭孔口阀门，卸下孔口高压胶管，压入足量（根据管路长短确定）的清水，将管路冲洗干净；对注浆、造浆设备进行检修，以备再次使用。

3. 注浆孔的设计及施工

1) 注浆孔的设计原则

(1) 注浆孔设计应按浆液扩散半径布设，一般注浆扩散半径采用 15～20m，力求使浆液在整个采煤工作面或需改造范围内的覆盖率达到 80% 以上。

(2) 注浆孔以斜孔为主，使钻孔揭露含水层段尽量长。

(3) 注浆孔设计方向尽量与断裂构造的发育方向垂交或斜交，以尽可能多穿过裂隙。

(4) 裂隙发育地带，断层的交叉、尖灭端、拐弯、采煤工作面初压显现地段，集中压力区，褶曲构造的轴部，作为布孔的重点。

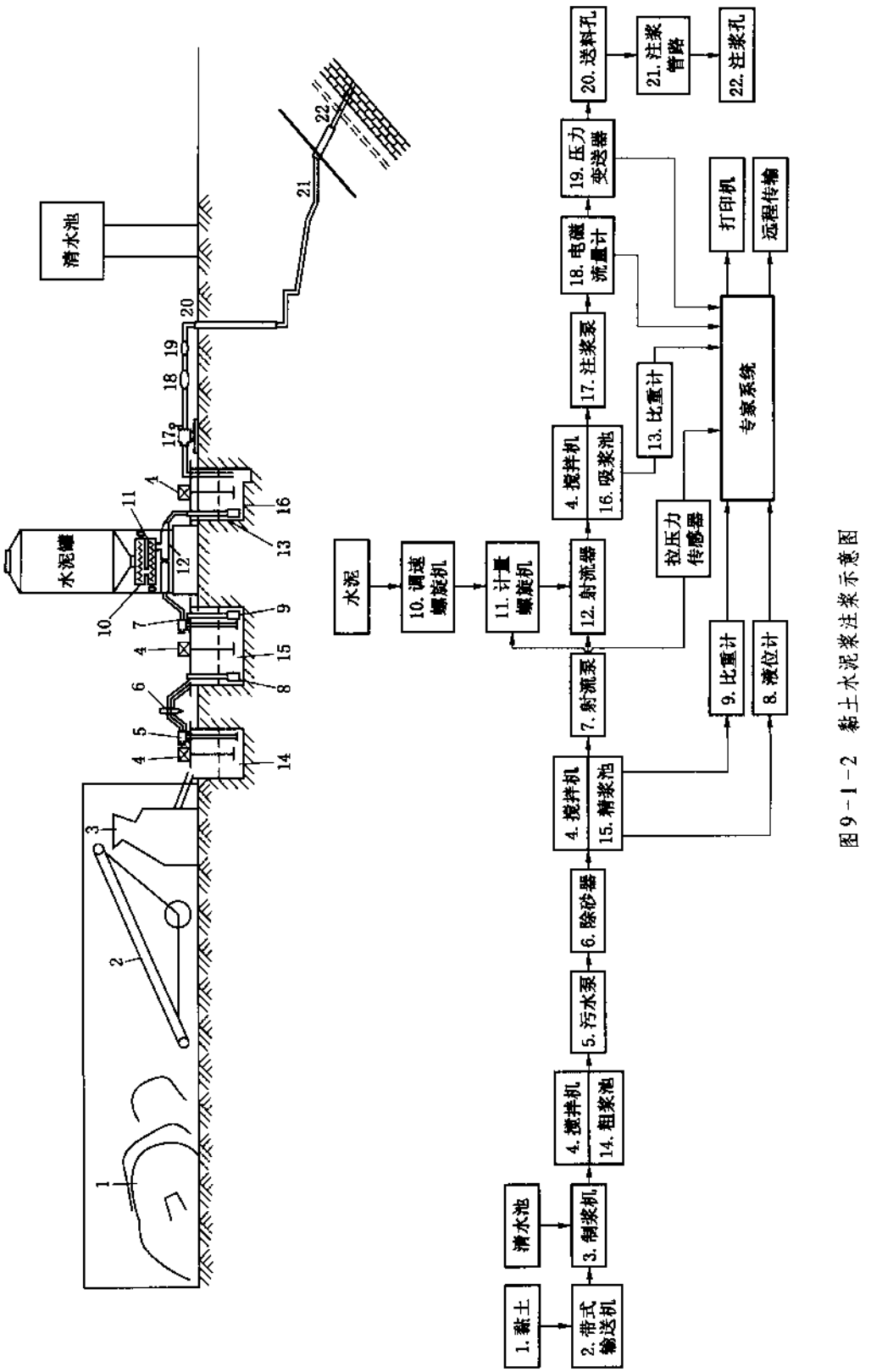


图9-1-2　黏土水泥浆注浆示意图

2）注浆孔施工

注浆钻孔一般要下入一级或二级套管，终孔孔径不小于73mm。注浆孔闸阀要安设在末级套管上，闸阀的最大抗压能力要与注浆终孔压力相匹配。下入套管后应进行耐压试验，耐压试验的压力不得低于最大注浆压力。

注浆孔一般在一条巷道中施工，当采煤工作面倾斜长度较大时，可在工作面上、下两条巷道施工。每隔一定距离（60～100m）施工1个钻机硐室，每个硐室施工1～4个孔。施工中尽量避免同一硐室及相邻硐室的邻近钻孔同时钻透含水层。同时钻透含水层钻孔的间距以大于50m为宜。

注浆孔施工中，要做好简易水文地质观测工作，以指导注浆。主要内容有：初始涌水量及层位，最大涌水量及层位、深度、水压，揭露含水层的深度、水量，溶洞的位置及深度。含水层段要全取心，并保留至钻孔验收。有价值的岩心要长期保留。

4. 注浆效果检查

采用注浆量、钻探、物探等方法对注浆改造效果进行检查和评价。

（1）采用吨水干料指标予以评价。一般认为注入钻孔的黏土和水泥量为该钻孔放水量的1.5倍以上，注浆改造效果较好。

（2）通过检查钻孔取心及钻孔涌水量的大小来评价注浆改造效果。检查孔的数量以不少于注浆孔的20%为宜。重点检查构造地段、注浆孔相对稀疏地段和分析认为注浆质量较差地段。检查孔的涌水量一般不大于$10m^3/h$为注浆改造效果较好。

（3）在有条件的块段，可通过注浆前后的物探资料进行对比检查。

1.2.5 注浆堵水技术

注浆堵水是煤矿水害防治的重要手段之一。根据注浆作业地点由地面、井下或井上、下同时向含水层、过水通道实施封源截流，进行注浆堵水。

1.2.5.1 注浆堵水材料

注浆堵水材料包括普通硅酸盐水泥、水玻璃、黏土、添加剂、骨料等。

1.2.5.2 注浆堵水工艺

1. 地面注浆堵水工艺

地面注浆堵水是采用地面施工注浆堵水孔，地面建注浆站，浆液经注浆管路由泥浆泵从地面注浆堵水孔泵入目的层的注浆方式。

（1）建立地面注浆站。注浆站建设本着不影响堵水孔施工、位置合适、设备布置紧凑、操作方便、快速高效的原则，充分考虑注单液浆、双液浆、注浆材料存放、供水等方面的因素。

（2）造浆系统。由搅拌机、一搅池、二搅池、流量表、清水池、水玻璃池等组成。

（3）灌注系统。由泥浆泵、压力表、注浆管路、双液浆混合器、堵水孔等组成。

2. 浆液配制及注浆技术参数

1）单液浆

单液浆水灰比为0.5∶1～1∶1，相对密度为1.80～1.49。单液浆水泥、清水加入量参见表9－1－2。冬季可添加NC－3添加剂，NC－3加入量以占水泥重量的2%～5%为宜。

表9-1-2　单液浆水泥、清水加入量对比表

水灰比	相对密度	$1m^3$ 浆水灰用量/kg		1kg水泥加 NC-3/kg	
		水	水泥	3%	4%
0.5∶1	1.8	600	1200	36	48
0.55∶1	1.75	620	1130	34	45
0.6∶1	1.71	640	1070	32	43
0.65∶1	1.68	660	1020	31	41
0.70∶1	1.65	680	970	29	39
0.75∶1	1.62	690	930	28	37
0.8∶1	1.59	710	880	36	35
0.9∶1	1.54	730	810	24	32
1∶1	1.49	750	750	22	30

注：表中数据按水泥相对密度为3计算所得。

2）骨料

水和骨料的注入比一般为20∶1～30∶1。注入骨料时，可按骨料颗粒直径由小到大顺序灌注。若骨料混合灌注时，砂、瓜子石、石子（或炉渣灰）按1∶1∶1的比例进行灌注。

注硬骨料时，要在孔内下入 ϕ50mm 钻杆。要求钻杆底口处在所填充层上部一定高度，并处于安全孔段。注料时不断窜动钻具骨料堆积高度，高度超过1m时，转动钻杆，将其排入受注层。下料要均匀，减少堵孔。

注软骨料时，一般按添加量由少到多、由小到大的顺序进行。注浆初期，为减少浆液流失，充分充填裂隙，一般用清水或黏土浆携带锯末、海带、玉米芯等软骨料注浆，并采用间歇式注入少量浓水泥浆，在通道内固结骨料，减缓水的流速。

3）双液浆

双液浆即水泥、水玻璃的混合浆液，亦称C-S浆液。水泥浆液的相对密度一般为1.55～1.7，水玻璃波美度为35～40Be′。每次注浆前要进行配比试验，并根据初凝时间、注浆层位吸浆量、孔径、孔内混合器位置计算所需凝结时间，确定注浆泵量。C-S浆液与单液水泥浆或其他材料比较，具有如下优点：

（1）可以控制凝胶时间。根据注浆需要，可用多种办法调整和控制凝胶时间，使之由几十秒到几小时。初凝到终凝的时间间隔较短，利于堵水。

（2）结石率高。

（3）可注性和流动性好。双液浆细腻、润滑悬浮性强。水玻璃有很好的润滑性，能够进入单一水泥浆不能进入的细小裂隙。

（4）早期强度高。凝胶在几分钟内有明显的强度显现，随着时间的加长，强度增加更为明显。

（5）透水性低。双液浆结石体致密，本身不透水，又由于结石率高和黏结力强，因此能使裂隙获得足够的充填。

由于C－S浆液具有上述特点，故它非常适合于动水注浆和加固破碎带，灌注到岩层里的浆液在预定地点或预定的时间凝结，不致被地下水流大量冲稀带走。

1.2.6 隔离设施

矿井隔离设施主要有防水闸门和水闸墙。水文地质条件复杂或有突水淹井危险的矿井，应当在井底车场周围设置防水闸门或在正常排水系统基础上另外安设具有独立供电系统且排水能力不小于最大涌水量的潜水泵。在其他有突水危险的采掘区域，应当在其附近设置防水闸门，不具备设置防水闸门条件的，必须制定防突水措施，并经煤矿企业主要负责人审批。

矿井防水闸门和水闸墙应由有相应资质的设计单位设计。

1. 防水闸门硐室和水闸墙位置选择

（1）所选位置应不受采动影响。

（2）位置应选在致密的岩层内，同时要避开断层及破碎带，不宜设在煤层中。

（3）为减少工程量，保证隔离效果，应尽可能选在窄断面巷道内。

（4）为便于施工与灾后恢复生产，隔离设施的设置地点应从通风、运输、放水和安全等多方面因素考虑。

2. 防水闸门类型

防水闸门主要有平板门扇型、圆弧拱形门扇型和膜型扁壳门扇型3种基本类型。

3. 隔离设施施工要求与正常维护

（1）防水闸门（墙）的设计要可靠，并确保施工质量。防水闸门（墙）竣工后，应按照设计要求进行验收，否则，不得投入使用；对新掘进巷道内建筑的防水闸门，应按规定进行注水耐压试验；防水闸门内巷道的长度不得大于15m，试验压力不得低于设计水压，其稳压时间应在24h以上，试验时须有专门安全措施。

（2）防水闸门应当采用定型设计，由持有许可证的厂家制造。

（3）加强对矿井防水闸门（墙）的检查和维护，建立检查维护管理制度，并落实责任单位和责任人：

① 防水闸门（墙）应实行挂牌管理。其上应清楚写明名称、编号、型号、规格、位置、维修负责人和管理单位、挂牌日期等项目，以便建档管理。

② 防水闸门应当灵活可靠，并保证每年进行2次关闭试验，其中1次应在雨季前进行。关闭试验前应制定专门的技术安全措施。

③ 关闭防水闸门的工具和零配件应当有专人保管，并在专门地点存放，不得挪用、丢失。

④ 防水闸门泄水管闸阀的螺杆应加外套，并在螺杆上涂满耐水钙基润滑脂，以防螺杆生锈，转动不灵活。

⑤ 防水闸门应定期进行检查。

检查内容包括：防水闸门的门、框、门轴、关闭用的工具及附件是否完好；门扇关启是否灵活；门扇、门框及过墙的管路是否锈蚀；门扇的密封垫是否完好；泄水管的阀门是否灵活、有效，水沟是否畅通；挡物算子门是否完好；道轨、架空线的拆卸是否方便、快速；墙体及前后室有无裂缝和新的破坏；穿墙电缆孔密封是否合格可靠；防水闸门和算子门附近是否清洁；测压管口是否完好，是否加装丝堵。

每一次检查情况应填写专门检查表，注明检查内容、日期、检查人姓名、存在问题和处理意见等。检查表要存档备查。

⑥ 门扇、门框和过墙管路的外露部分应定期进行防锈处理。

⑦ 防水闸门受采动影响时及时注浆加固。

⑧ 对于经检查或经关闭试验不符合设计要求的防水闸门应进行彻底整改。

(4) 在巷道防水闸门来水一侧 15～25m 处，设置挡物算子门。防水闸门与算子门之间，不得停放车辆或堆放杂物。来水时，先关挡物算子门，后关防水闸门。如果采用双向防水闸门，在两侧各设 1 道算子门。

(5) 穿过防水闸门墙内的电缆孔，要用堵头和闸阀封堵严密，不得漏水。通过防水闸门墙体的各种管路和安设在闸门外侧的闸阀的耐压能力，应与防水闸门设计压力一致。

(6) 通过防水闸门的轨道、电机车架空线和带式输送机等应易于拆卸。

4. 防水闸门的关闭

(1) 当井下发生突然涌水或出现突水预兆危及矿井安全时，应立即做好关闭防水闸门的准备工作。正常情况下，由于采区报废或按计划暂停采区生产，要求关闭防水闸门时，应提前写出专题报告（内容包括采区尚余储量、涌水量、充水含水层的静水位、关闭防水闸门的原因、今后打算，以及关闭防水闸门的安全技术措施等），按报批程序申请批准。

(2) 关闭防水闸门前，需先做好以下工作：

① 撤出防水闸门以内所有人员；

② 提前拆除穿过防水闸门的架空线和活动轨；

③ 将防水闸门附近及水沟内杂物清理干净；

④ 保持防水闸门以外的防水避灾路线畅通无阻；

⑤ 检修排水设备，清挖水仓，将水仓内的积水排至最低水位。

⑥ 关闭防水闸门以里的所有挡物算子门；

⑦ 将防水闸门附近临时通风的局部通风机和临时直通地面电话安装妥当；

⑧ 认真贯彻意外应变措施。

(3) 几个防水闸门或水闸墙需要一次关闭时，其关闭顺序应是先关闭所在位置较低的，然后关闭所在位置较高的，依次进行。

(4) 关闭防水闸门以前，需要通知邻近各有关矿井时，应说明本矿防水闸门关闭时间、封闭地区位置、最高静止水位和可能造成的影响，并要求近期内对井下各涌水点水量变化和井上各水文钻孔的水位变化进行定时观测。各矿的观测资料要及时进行交流，互通情报。

(5) 防水闸门关闭以后，在保证安全前提下，应定期对防水闸门进行观测，并做好观测记录。

5. 防水闸门的开启

(1) 防水闸门开启前，需编制开启防水闸门的安全技术措施。经审批、贯彻后，方可进行开启防水闸门工作。

(2) 防水闸门开启前，应对井下排水、供电系统进行一次全面检查。排水能力要与防水闸门硐室放水管的放水量相适应；水仓要清理干净，水沟要保持畅通无阻。

（3）开启防水闸门应先打开放水管，有控制地泄压放水。当水源已经封闭或已疏干，水压降到零位时，方可打开防水闸门。如果水压不能降到零位，必须承压开启时，可在不损坏防水闸门的情况下，制定出安全措施，当水压降到设定水压之后，方可强制开门。

（4）同时有几个防水闸门需要开启时，应按先高后低的顺序依次开启。

（5）防水闸门打开以后，首先由专业人员检查瓦斯和巷道情况。只有在恢复通风系统，消除一切不安全因素以后，方可准许其他人员进入闸门以内工作。

1.2.7 防水煤（岩）柱留设

在水体下、含水层下、承压含水层上、导水断层、老空积水区附近从事采掘活动时，为防止各类水害事故，需专门留设一定高度或宽度的煤（岩）层。这部分煤（岩）层称为防隔水煤（岩）柱或防水煤（岩）柱。根据防水煤（岩）柱所处的位置不同，常将其分为井田边界煤柱、相邻水平（采区）防水煤（岩）柱、断层防水煤（岩）柱、水淹区或老窑积水区防水煤（岩）柱、地表水体防水煤（岩）柱、冲积层防水煤（岩）柱、顶板防水煤（岩）柱、底板防水煤（岩）柱等。

1.2.7.1 防水煤（岩）柱留设原则

防水煤（岩）柱的留设原则如下：

（1）一个井田或一个水文地质单元的防水煤（岩）柱应在矿井总体开采设计中确定。

（2）留设防水煤（岩）柱应当综合考虑矿井地质构造、水文地质条件、煤层赋存条件、围岩性质、煤层结构，以及采煤方法、支护方式等。

（3）在存在突水威胁且不宜疏放（疏放条件不具备或不经济）的地点从事采掘活动时，应当留设防水煤（岩）柱。

（4）留设防水煤（岩）柱既要安全可靠，又要经济合理，减少资源浪费。

（5）在煤层群开采过程中，上层煤防水煤（岩）柱留设后，下层煤开采活动不能破坏上层已留设的煤（岩）柱。

（6）防水煤（岩）柱在其作用期限内，严禁人为破坏。

（7）防水煤（岩）柱留设采用参数取值，应与本地区条件相适应。

1.2.7.2 防水煤（岩）柱留设方法

1. 井田边界煤（岩）柱的留设

相邻矿井之间，为防止水害事故及其他安全事故彼此相互影响，必须留设煤柱。相邻矿井边界煤柱须经省级主管部门审批后，严格按规定要求留设。

（1）水文地质条件简单型到中等型的矿井，煤柱留设的宽度可利用下面经验公式计算，但煤柱总宽度不得小于40m。

$$L = 0.5KM\sqrt{\frac{3p}{K_P}} \tag{9-1-5}$$

式中 L——煤柱留设的宽度，m；

K——安全系数（一般取2～5）；

M——煤层厚度或采高，m；

p——煤柱承受的水头压力，MPa；

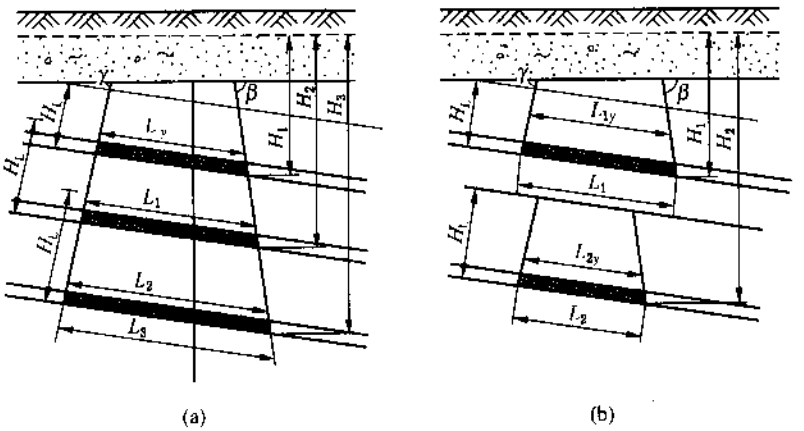
K_P——煤的抗张强度，MPa；根据《矿井地质工作手册》一般取0.4～0.8MPa。

（2）水文地质条件复杂型到极复杂型的矿井，防水煤（岩）柱应根据煤层赋存条件、

地质构造、静水压力、开采上覆岩层移动角、导水裂缝带高度等因素确定。

① 多煤层开采，当上、下两层煤的层间距小于下层煤开采后的导水裂缝高度时，下层煤的边界防隔水煤（岩）柱，应根据最上一层煤的岩层移动角和煤层间距向下推算（图9-1-3a）。

② 当上、下两层煤之间的垂距大于下煤层开采后的导水裂缝带高度时，上、下煤层的防隔水煤（岩）柱，可分别留设（图9-1-3b）。



H_L—导水裂缝带上限；H_1、H_2、H_3—各煤层底板以上的静水位高度；γ—上山岩层移动角；β—下山岩层移动角；L_y、L_{1y}、L_{2y}—导水裂缝带上限岩柱宽度；L_1—上层煤防水煤柱宽度；L_2、L_3—下层煤防水煤柱宽度

图9-1-3　多煤层地区边界防隔水煤（岩）柱留设图

③ 导水裂缝带上限岩柱宽度 L_y 的计算，可采用以下公式，但一般不得小于20m。

$$L_y = \frac{H - H_L}{10} \times \frac{1}{T_s} \quad \geqslant 20\text{m} \qquad (9-1-6)$$

式中　L_y——导水裂缝带上限岩柱宽度，m；

H——煤层底板以上的静水位高度，m；

H_L——导水裂缝带最大值，m；

T_s——水压与岩柱宽度的比值，可取1。

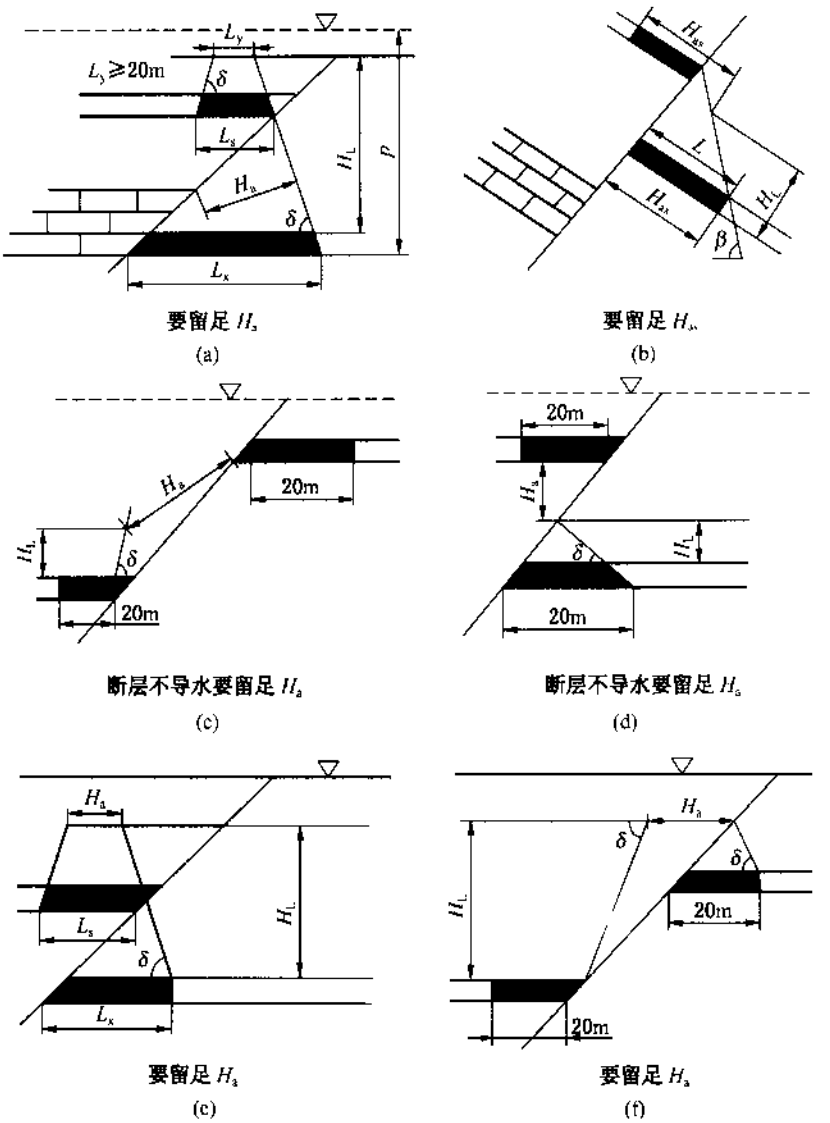
（3）以断层为界的井田，其边界防隔水岩柱可参照断层煤柱留设，但应当考虑井田另一侧煤层的情况，以不破坏另一侧所留煤（岩）柱为原则（除参照断层煤柱的留设外，还可参考图9-1-4）。

2. 相邻水平（采区）防水煤（岩）柱的留设

当相邻水平（采区）需留设防水煤柱时，可参考井田边界煤（岩）柱的留设，只是安全系数取值略小一些，一般取1~2.5。

3. 断层煤柱的留设

因断层破坏了岩层的完整性，在导水或含水断层两侧，为防止断层水溃入作业地点而留设的煤柱为断层煤柱。



要留足 H_s
(a)

要留足 H_{sx}
(b)

断层不导水要留足 H_s
(c)

断层不导水要留足 H_s
(d)

要留足 H_s
(e)

要留足 H_s
(f)

L—煤柱宽度；L_s、L_x—上、下煤层的煤柱宽度；L_y—导水裂缝带上限岩柱宽度；
H_s、H_{sm}、H_{sx}—安全防水岩柱厚度；H_L—导水裂缝带上限；p—底板隔水层承受的水头压力

图 9-1-4 以断层分界的井田防隔水煤（岩）柱留设图

（1）含水或导水断层防隔水煤柱的留设（图 9-1-5）可参照以下经验公式计算，但一般不得小于 20m。

$$L = 0.5KM\sqrt{\frac{3p}{K_p}} \quad \geqslant 20m \tag{9-1-7}$$

式中 L——煤柱留设的宽度，m；

K——安全系数（一般取 2～5）；

M——煤层厚度或采高，m；

p——水头压力，MPa；

K_p——煤的抗张强度，MPa。

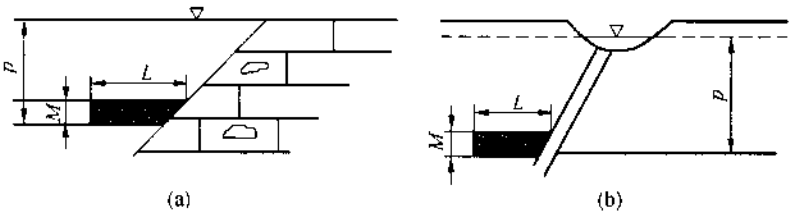


图9-1-5　含水或导水断层防隔水煤（岩）柱留设图

（2）煤层与强含水层或导水断层接触，并局部被覆盖时（图9-1-6），防隔水煤（岩）柱的留设要求如下：

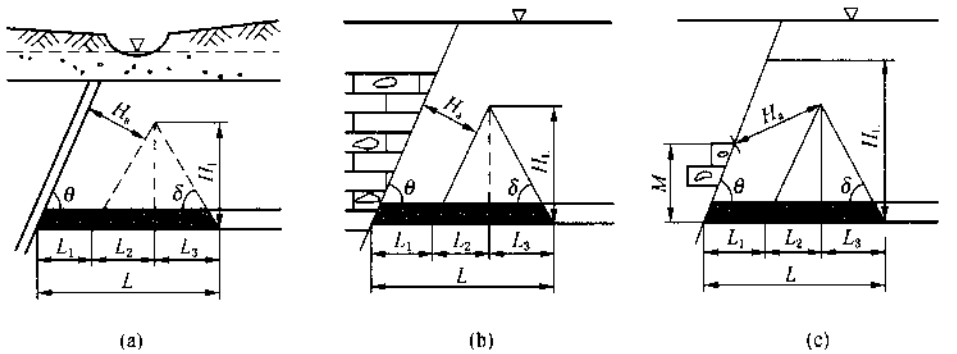


图9-1-6　煤层与强含水层或导水断层接触防隔水煤（岩）柱留设图

① 当含水层顶面高于最高导水裂缝带上限时，防隔水煤（岩）柱可按图9-1-6a、图9-1-6b留设。煤（岩）柱宽度计算公式为

$$L = L_1 + L_2 + L_3 = H_a\csc\theta + H_L\cot\theta + H_L\cot\delta \tag{9-1-8a}$$

② 最高导水裂缝带上限高于断层上盘含水层时，防隔水煤（岩）柱按图9-1-6c留设。计算公式为

$$L = L_1 + L_2 + L_3 = H_a(\sin\delta - \cos\delta\cot\theta) + (H_a\cos\delta + M)(\cot\theta + \cot\delta) \quad \geqslant 20\text{m} \tag{9-1-8b}$$

式中　L——防隔水煤（岩）柱宽度，m；

L_1，L_2，L_3——防隔水煤（岩）柱各分段宽度，m；

H_L——最大导水裂缝带高度，m；

θ——断层倾角，(°)；

δ——岩层塌陷角，(°)；

M——断层上盘含水层层面高出下盘煤层底板的高度，m；

H_a——断层安全防隔水煤（岩）柱的宽度，m。

H_a 值应根据矿井实际观测资料来确定，即通过总结本矿区在断层附近开采时发生突水和安全开采的地质、水文地质资料，计算其水压 p 与防隔水煤（岩）柱厚度 M 的比值 T_s（$T_s = p/M$），并将各点之值标到以 T_s 为横轴，以埋藏深度 H_0 为纵轴的坐标纸上，找出 T_s 值的安全临界线（图9－1－7）。

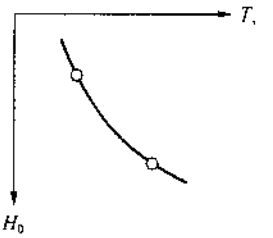


图9－1－7 T_s 和 H_0 关系曲线图

H_a 值可以按下面公式计算：

$$H_a = \frac{p}{T_s} + 10 \qquad (9-1-9)$$

式中 p——防隔水煤（岩）柱所承受的静水压力，MPa；

T_s——临界突水系数，MPa/m；

10——保护带厚度（一般取10m）。

本矿区如无实际突水系数，可参考其他矿区资料，但选用时应当综合考虑隔水层的岩性、物理力学性质、巷道跨度或工作面的空顶距、采煤方法和顶板控制方法等一系列因素。

（3）在煤层位于含水层上方且断层导水的情况下（图9－1－8），防隔水煤（岩）柱的留设原则，主要应考虑两个方向上的压力：

① 煤层底部隔水层能否承受下部含水层水的压力；

② 断层水在顺煤层方向上的压力。

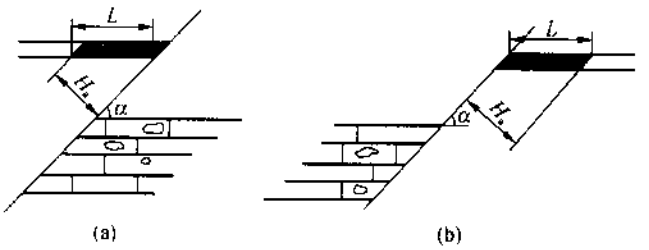


图9－1－8 煤层位于含水层上方且断层导水时防隔水煤（岩）柱留设图

当考虑底部压力时，应使煤层底板到断层面之间的最小距离（垂距），大于安全煤柱的高度 H_a 的计算值，并不得小于20m。计算公式为

$$L = H_a/\sin\alpha \qquad \geqslant 20\text{m} \qquad (9-1-10)$$

式中 α——断层倾角（°）。

当考虑断层水在顺煤层方向上的压力时，按式（9－1－7）计算煤柱宽度。

根据以上两种方法计算的结果，取较大值，但仍不得小于20m。

如果断层不导水（图9－1－9），防隔水煤（岩）柱的留设尺寸，应当保证含水层顶面与断层面交点至煤层底板间的最小距离，在垂直于断层走向的剖面上大于安全煤柱的高度 H_a，但不得小于20m。

4. 煤层露头防水煤（岩）柱的留设

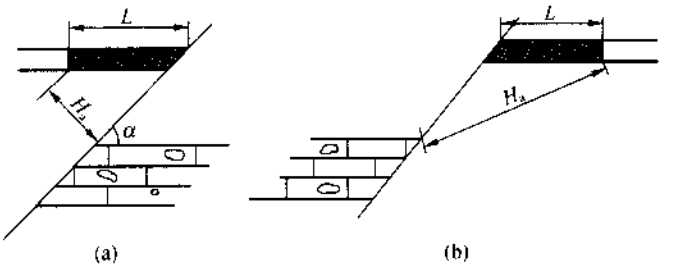


图 9-1-9　煤层位于含水层上方且断层不导水时防隔水煤（岩）柱留设图

（1）煤层露头无覆盖或被黏土类微透水松散层覆盖时：

$$H_f = H_k + H_b \tag{9-1-11}$$

（2）煤层露头被松散富水性强的含水层覆盖时（图 9-1-10）：

$$H_f = H_L + H_b \tag{9-1-12}$$

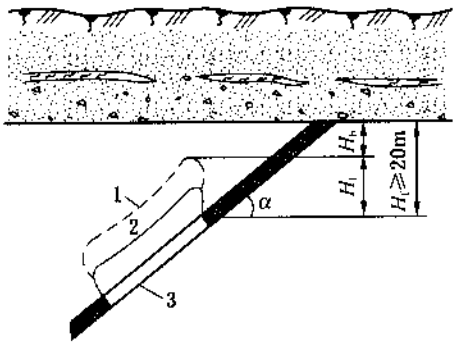
式中　H_f——防水煤（岩）柱高度，m；

H_k——采后垮落带高度，m；

H_L——导水裂缝带最大高度，m；

H_b——保护层厚度，m。

H_k、H_L 的计算，参照《建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程》的相关规定。H_f 取值不得小于 20m。



1—裂隙带边界；2—冒落带边界；3—采空区

图 9-1-10　煤层露头被松散富水性强含水层覆盖时防隔水煤（岩）柱留设图

5. 水淹区或老窑积水区下采掘时防隔水煤（岩）柱的留设

（1）巷道在水淹区下或老窑积水区下掘进时，巷道与水体之间的最小距离，不得小于巷道高度的 10 倍。

（2）在水淹区下或老窑积水区下同一煤层中进行开采时，若水淹区或老窑积水区的界线已基本查明，防隔水煤（岩）柱的尺寸应按式（9-1-7）留设。

（3）在水淹区下或老窑积水区下的煤层中进行回采时，防隔水煤（岩）柱的尺寸，

不得小于导水裂缝带最大高度与保护带高度之和。

6. 保护地表水体防隔水煤（岩）柱的留设

可参照《建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程》执行。

7. 保护通水钻孔防隔水煤（岩）柱的留设

根据钻孔测斜资料换算钻孔见煤点坐标，按式（9－1－7）留设。如无测斜资料，应当考虑钻孔可能偏斜的误差。

1.3 水害事故应急措施与事故案例

为了应对突发水害事故，最大限度地减少事故造成的人员伤亡和财产损失，依据《中华人民共和国安全生产法》、《中华人民共和国职业病防治法》、《安全生产许可证条例》、《生产经营单位安全生产事故应急预案编制导则》（AQ/T 9002—2006）、《国家安全生产事故灾难应急预案》等法律、法规及有关规定，各煤矿都要根据本矿的实际情况，编制《矿井水害事故应急预案》，并进行培训、演练。

1.3.1 水害事故应急措施

1.3.1.1 受灾、受困人员撤离及自救

（1）撤人时头脑必须冷静，快而不乱。当发生水害事故时，现场人员要头脑冷静，立即组织自救、互救，本着就快、就近、就高的原则，快速撤离到安全位置，并将出水地点、水情等情况通过电话或其他方式向矿调度室汇报。

（2）确定正确的撤离路线。撤离路线与水流路线一致时，特别是发生老窑（空）、地表水害时，要抓紧、抓牢身边的棚腿或固定电缆等，以免被水流、泥浆等冲倒，撤离人员要团结协作，发现有被冲倒人员及时给予帮助，切不可惊慌失措，以免发生意外。

（3）等待救援。撤离人员一旦发现出口被堵，要尽量向高处撤离，并节省体力和照明等，耐心等待救援。

1.3.1.2 矿调度室职责

（1）向矿主要领导和值班领导汇报。发生水害事故后矿调度室值班人员应立即将井下突水情况向主要领导和值班领导汇报。根据水害事故的严重性，成立矿井抢险指挥部，以利于指挥抢险救灾。

（2）立即启动《矿井水害事故应急预案》。矿调度室接到水情报告后，立即启动《矿井水害事故应急预案》，并根据突水地点、突水量等因素，确定井下工作人员安全撤离路径，通知井下所有受水患影响地点的人员，马上撤离到安全位置或升井，同时根据突水量增加的情况，及时命令开启排水设施，防止事故扩大。

（3）向周边矿井通报水情。矿调度室应将本矿突水情况及时通知周边所有矿井，相邻矿井根据水情变化做好相应的撤人、隔离准备工作。

（4）向上级汇报。矿调度室应将水害情况同时向上级主管部门汇报，请求协调抢险救援工作。

（5）传达抢险指挥部指令。负责下达抢险指挥部作出的抢险指令，调集事故抢险队伍、车辆、物资，向上级及时汇报抢险进展情况等。

1.3.1.3 抢险指挥部采取的措施

（1）清点上井人数。立即安排专人在井口清点升井人数，确认未升井人数；同时建

立相应人井、升井制度。

（2）分析水情，确定突水影响程度。尽快查清突水的地点、性质，估计突水量、水位、补给水源，确定突水影响程度。

（3）扩大排水能力。根据突水量与矿井排水能力，及时采取扩大排水能力等措施，减少水害损失。

（4）分析被困人员的位置及抢救措施。当确认还有人员未升井时，应根据事故前他们所在的位置与撤退时可能遇到的情况，判定遇险人员所在的位置，分析该处或其他尚有生存条件的地点，确定该地点的空间容积、氧气、瓦斯、二氧化碳浓度，估算他们可以生存的时间。如被困人员所在地点高于突水后水位线，可用敷设的供水和压风管路输送液体食品和压缩空气。若无供给条件，可用钻探手段，与被困人员取得联系，通过钻孔输送食品和空气。条件允许时，可组织人员下井安装排水系统，抢救被困人员。如果他们所在地点为盲洞且低于突水后水位时，则不可盲目打钻孔，以防泄压引起该地点水位上升，扩大灾情。

（5）关闭防水闸门或构筑挡水墙。发生突水后，要立即做好关闭防水闸门的准备。在确认人员全部撤离后，如果突水量超过矿井排水能力或需要形成静水注浆堵水的条件，可关闭防水闸门，或在适当位置构筑挡水墙，将受灾损失降到最低限度。

（6）加强通风管理。矿井应根据水患的影响程度，加强排水和抢救中的通风管理，随时监测有害气体浓度，及时调整井下通风系统，避免风流紊乱、有害气体超限。

（7）泵房人员做好撤离的准备。若井下泵房没有实现无人值守远程监控，泵房人员应坚守工作岗位，并时刻保持与地面指挥部联系，及时汇报水仓水位变化情况。在排水过程中，若水位不断上涨，突水量大于排水能力时，指挥部应命令排水人员从安全出口及时撤离，放弃泵房排水。

（8）制定堵水方案。根据承压水水害、老空水水害、陷落柱突水及地表水水害等不同类型，制定专门堵水方案，迅速实施堵水工程。

（9）向上级主管部门汇报。事故发生后2h内应向上级主管部门汇报，汇报内容包括：

① 水害事故发生的单位、时间、地点；

② 水害事故类型；

③ 事故现场总人数、遇险、伤亡人数；

④ 事故简要情况；

⑤ 组织抢救的有关情况；

⑥ 其他上级要求汇报的信息。

1.3.1.4　营救受困人员采取的措施

当水情得以控制或水情不再扩大，且发现仍有被困人员时应最大限度地开展营救工作。

（1）明确目的任务。根据指挥部安排的营救任务，制定可靠的营救路线和实施方案。

（2）加强安全防护，防止次生事故。救人期间，抢险人员要时刻保持与指挥部的联系，随时了解水情的变化状况。当水情发生变化时，要立即返回到安全地点，查明原因后，再确定下一步的行动。

（3）发现被救人员时的救护处理方法。发现遇险人员时，严禁用头灯光束直射其眼睛，以免在强光刺射下瞳孔急剧收缩，造成失明。在井下安全地点进行初步处置（如包扎、输液、注射等）以后，迅速运送到医院。

1.3.1.5 被淹矿井恢复生产工作

1. 资料准备

恢复被淹井巷前，应提供突水淹井调查报告。其主要内容有：

（1）突水淹井过程、突水点位置、突水时间、突水形式、水源分析、淹没速度和涌水量变化等。

（2）突水淹没范围，估算积水量。

（3）预计排水中的涌水量。查清淹没前矿井涌水量，推算突水点的最大涌水量和稳定涌水量，预计恢复中各不同标高段的涌水量，并设计一条恢复过程中排水量曲线。

（4）提供分析突水原因用的有关水文地质点（孔、井、泉）的动态资料和曲线，水文地质平面图、剖面图和矿井充水性图等。

2. 编制追排水方案及安全技术措施

（1）根据堵水效果和矿井突水前正常涌水量，结合矿井的开拓方式、巷道布置，确定合理的追排水方式，选择相应的排水设备。

（2）编制防瓦斯、防冒顶及防人员坠水等安全技术措施。

（3）及时调节矿井通风系统，实时监控风量和有害气体，确保通风正常、合理。

（4）及时修复损坏的巷道，确保巷道有足够的断面使风流畅通。

（5）密切注意水位下降情况，发生水位上升等异常现象，要分析原因，查明情况，采取相应的处理措施。

3. 排水

被淹井巷的恢复，可单独采用或组合采用以下的排水方式：

（1）利用原有井巷安装相应的排水设备，或直接利用原有未被淹没的排水设备，作为转排站进行排水工作。

（2）利用相邻未淹没的井巷或另外施工放水井巷，建立新的排水系统和防水闸门，在井下用防水闸门的放水管或用钻孔有控制地放水，恢复被淹井巷。

（3）在地面适当地点，施工与被淹井巷相连通的大直径钻孔，利用潜水泵进行排水工作。

（4）如突水量很大或在排水过程中突水量可能大幅度增加时，可采用先堵后排方式，通过钻孔注浆封堵过水巷道或突水点，然后进行排水工作。

（5）在恢复排水阶段，追水所需时间可按下式进行计算：

$$H=\frac{V}{Q_{排}-Q_{动}} \tag{9-1-13}$$

式中 H——追水所需时间，h；

V——追水段内井巷及采空区静水量，m^3；

$Q_{排}$——相应的水泵平均排水量，m^3/h；

$Q_{动}$——相应的平均动水量，m^3/h。

4. 图纸和资料的整理

矿井恢复后，全面整理淹没和恢复两个过程的图纸和资料。

1.3.2　水害事故案例

1.3.2.1　老空水害案例

2005年8月7日，广东省梅州市大兴煤矿发生特别重大透水事故，造成121人死亡，直接经济损失4725万元。

大兴煤矿前身为原广东省四望嶂矿务局一矿井田范围内的小煤窑。原四望嶂矿务局破产后，大兴煤矿在-180m水平以上各水平构筑了29处挡水墙，使-180m水平以上老空区形成大量积水。大兴煤矿在-290~-110m水平留设了110m防隔水煤柱，并将矿井向深部延深，开采水淹区下深部急倾斜煤炭资源。

1. 透水情况

2005年8月7日13时13分，大兴煤矿主井发生透水，透水后，主、副井井筒均有雾气冒出，出现反风现象。从13时13分发生透水至14时，透水量约$2.5\times10^5m^3$，矿井水位从矿井最深部-480m上升至245m，上升了725m。除3名矿工提前下班，侥幸生还外，其余121人被淹身亡。

2. 透水原因

在主井东翼四煤-400m石门以东150~240m范围，由于煤层倾角大（75°左右）、厚度大（3~4m），小断层发育，煤质松散易塌落，-290m水平以下煤层在生产过程中均发生过严重抽冒。在抽冒严重的情况下，大量出煤，超强度开采，致使-290m水平至-180m水平防水安全煤柱抽冒导通了-180m水平至262m水平的水淹区，造成上部水淹区的积水大量溃入大兴煤矿，导致事故的发生。

1.3.2.2　地表水害案例

2007年8月17日，山东省华源矿业公司因突降暴雨，引发山洪暴发，河水猛涨，导致河岸决口，溃水淹井，造成172人被困井下遇难，与此同时，在同一井田与其相邻的名公煤矿也被洪水淹没，导致9名矿工遇难。

1. 透水情况

8月16日至17日，新泰市连续两天集中强降雨导致山洪暴发，流经华源矿区的柴汶河水位暴涨漫过河岸。在洪水巨大的冲刷剥蚀作用下，河岸最终决口约65m，洪水冲入落差约5m的岸外低洼处。在强烈冲刷作用下，洪水从形成3个集中溃水点溃入井下。溃水量约$12.6Mm^3$，砂石和粉煤灰约$3.0\times10^5m^3$。至18日12时，井下水位涨到-20m，矿井基本被淹没。

2. 事故原因

（1）突降暴雨。16日4时至18日6时，柴汶河上游突降大暴雨，降雨量为262.3mm，且主要集中在17日2时至15时，占本次降雨量的70%，为70年一遇。

（2）山洪暴发。柴汶河上游北、东、南三面环山，地表植被不发育，水土保持能力差，加之地形坡度大，降水易于汇集，形成地表径流量大，导致山洪暴发。

（3）河水猛涨。山洪暴发后，柴汶河上游东周水库泄洪，水库下游降水通过渭水河、平阳河、东周河、东干渠、西都冲沟等汇入柴汶河，最大洪峰流量$1840m^3/s$，大大超过柴汶河行洪能力$1089m^3/s$，导致河流水位超过河岸高程0.85m，洪水满溢。

（4）河岸决口。柴汶河河岸决口处为多河交汇来水，流量大、流速快，水流紊乱湍

急，强烈冲刷剥蚀河岸；加之该处河岸地层以砂性土为主，结构松散，黏结性差，易渗漏。河水很快掏空河岸，最终决口约65m。

（5）洪水淹井。河岸决口后，洪水巨大冲刷力造成$4.4\times10^4m^3$的冲刷区，形成了3个集中溃水点。第一个是在冲刷区的西南端形成直径约50m、深度约10m的锅底形塌陷坑，其坑底明显见到地层断裂下陷；第二个是在冲刷区南端形成了一个直径为80m、深6～8m的塌陷区，该区域从2001年到2005年曾做过回填处理，但没能抗住洪水的冲刷剥离，在该塌陷区中间有一个直径为5m的塌陷坑洞；第三个是水流在废弃沙井井筒周围受阻，形成强大涡流，将沙井井筒剥离近12m深，形成约60m长、30m宽、10m深的塌陷坑。洪水通过3个溃水点沿空洞裂隙溃入井下。

1.3.2.3 陷落柱突水案例

1984年6月2日10时20分，开滦范各庄矿二水平南翼一采区2171综采工作面风道下帮煤壁，被来自工作面内隐伏的9号岩溶陷落柱的奥灰高压水冲破发生严重透水（图9-1-11）、高峰期10h内平均突水量高达$2053m^3/min$，仅用20小时55分钟就将年产3Mt，开采20年的大型矿井淹没，共造成11人死亡和高达5亿元的经济损失。

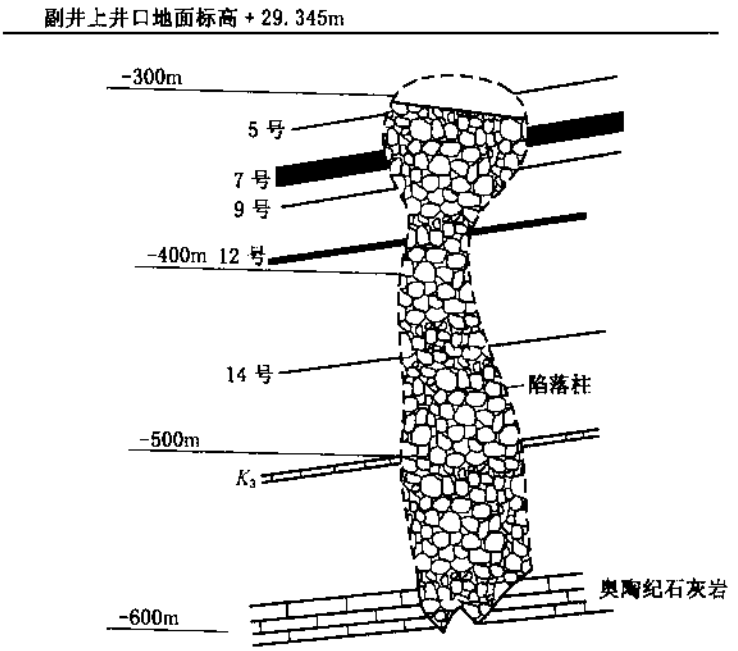


图9-1-11 2171综采工作面导水陷落柱形态沿煤层倾斜剖面图

1. 工作面概况

2171工作面，是范各庄矿二水平南翼一采区最上一个综采工作面，回风巷标高为-313m，运输巷标高为-343m，工作面走向长1400m，倾斜长140m，平均煤厚4m，总储量1.167Mt，面内构造简单，煤层倾角为12°～15°，小于1m的断层13条，该工作面1984年1月投入生产，日产原煤300t。

掘进该工作面巷道时，仅局部地点有滴水和淋水现象，总涌水量为0.3～0.4m³/min。在此工作面上部一水平的各煤层已全部回采，各工作面涌水总量为0.16～0.72m³/min，以12煤层最小，8煤层最大。工作面回采前曾施工了6个煤层、岩层探查孔。其中1个钻孔更换阀门时，钻孔突然喷水，射程达4.5m，涌水量为4.97m³/min，此时工作面总水量为9m³/min。距突水点2300m远的地面O_3奥灰观测孔水位下降0.2m。随即决定停止钻探施工，停产撤面，增加排水能力。

2. 突水淹矿过程

6月2日10时20分，工作面回风巷道下帮煤壁发生突水，17时20分二水平泵房被淹，18时测得流量93.5m³/min。6月3日零时突水量增大，4时45分涌水猛增，二石门通二水平的两条下山无法泄出猛增的涌水，部分水涌向一水平大巷。5时30分，一水平主泵房进水，全部水泵开动强排。7时11分和15分，前后两个泵房被淹，7时30分矿井被淹，高峰期10h内平均突水量2053m³/min。突水后，奥灰水位大幅度下降，距突水点2300m的奥灰孔孔水位由5.938m降到－111.088m，总降深为117.025m，影响范围南北长约25km，面积达84km²。距出水点3.2km远的塔坨村西一带奥灰隐伏露头区相继出现17个直径在3～23.5m、深达3～12m的塌陷坑。塔坨村西北地表发生较大面积的沉降，沉降深度达0.5m。

3. 陷落柱突水的治理过程

2171工作面9号陷落柱突水的治理工作，自1984年6月9日第一台钻机正式开钻，7月14日开始第一次注浆，1985年3月29日开始排水，6月13日水位降至－310m水平以下，大致用了一年的时间。

1.3.2.4　冲积层水害案例

1974年9月28日，徐州义安煤矿704工作面发生冲积层突水事故，最大突水量7.56m³/min，溃入井下淤积物1600m³。

1. 工作面概况

徐州义安煤矿704工作面为该矿东翼二采区，是第一水平（－160m）的第一工作面，回采山西组7号煤，煤层厚1.8m，倾角78°；地面标高36.2m，冲积层厚57.9m，底部砾石含水层18.59m，中部黏土层14.06m，上部为亚砂土和流砂层；煤层露头为－21.39m，实际开采上限为－53m（设计－60m）。

2. 突水经过

704工作面自1974年8月17日开始回采到1974年9月18日，先后发生突水3次，但水量较小，并已将回采上限由－60m降到－70m。1974年9月28日，当工作面推进290m处发生了冲积层大突水，最大突水量为7.56m³/min，水夹带砾石、碎矸、煤块等杂物溃入井下，淤积物共为1600m³，造成工作面上方开“天窗”（图9－1－12）。

3. 突水原因

（1）超限回采，使其上方冲积层下面的防隔水煤柱被抽冒。

（2）没有查明冲积层中含水层的分布情况和富水程度。

1.3.2.5　帷幕截流治水案例

肥城国家庄煤矿位于肥城煤田的西南端，水文地质条件极为复杂，经过多年的水文地质条件探查工作，初步查明了浅部四灰“三面阻水，一面进水”的条件，经专家论证对

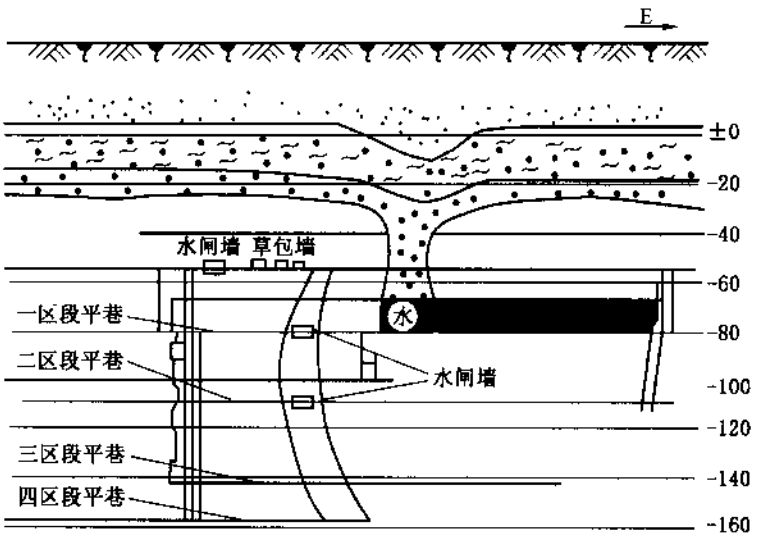


图 9-1-12 704 工作面冲积层突水事故示意图

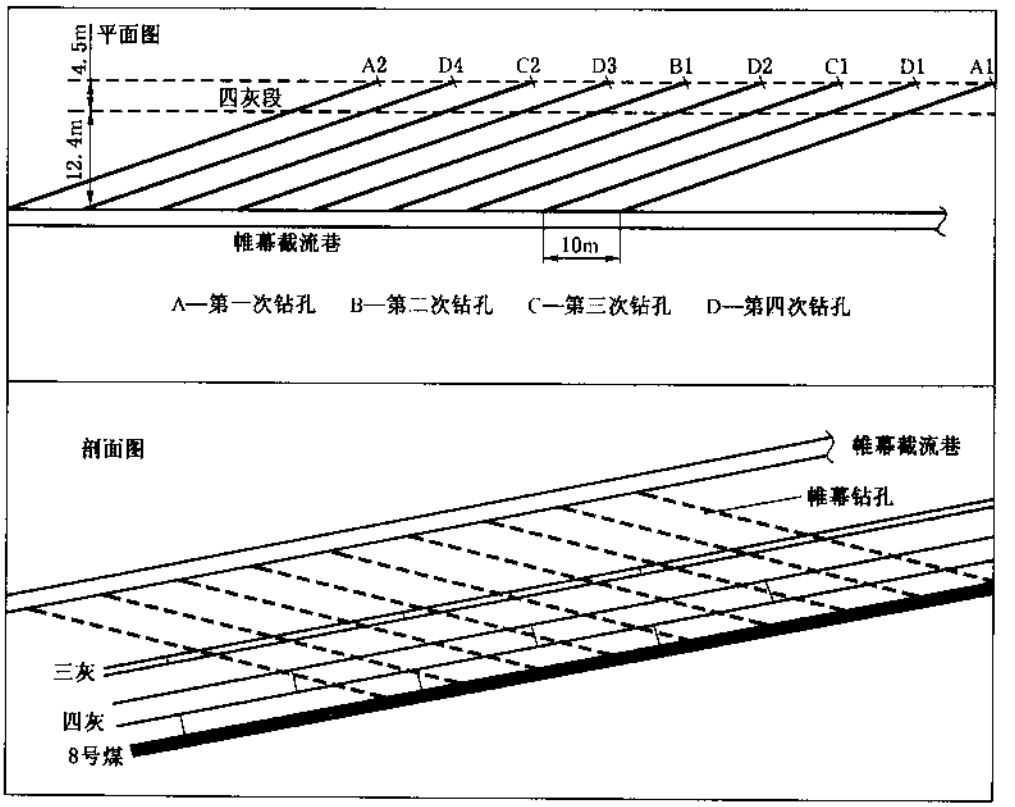


图 9-1-13 井下帷幕注浆钻孔布置示意图

该井田的浅部四灰实施帷幕截流工程。该工程分为地面帷幕工程和井下帷幕工程两个阶段。

1. 地面帷幕工程

地面四灰帷幕截流工程自1984年2月开始，至1989年7月结束。注浆孔采用单排布置；分3次施工，第一次孔距60m，第二次孔距30m，检查第一次注浆效果并补充注浆，根据需要增加第三次检查孔；注浆段高为四灰厚度，平均5.4m；终孔层位至8煤底板5m；ϕ170mm、ϕ130mm、ϕ91mm三级钻孔结构，注浆管直径ϕ127mm。注浆材料为水泥浆、水玻璃。形成帷幕带长度780m，取得了明显效果。

2. 井下四灰帷幕截流工程

在地面四灰帷幕截流工程的基础上，根据井下实际揭露的水文地质条件，适时进行了井下四灰帷幕截流工程，该工程自2001年11月开始，至2002年12月结束。帷幕线向深部延伸至隆庄阻水断层，沿块段内2400m长的进水边界建造地下“阻水墙”。井下帷幕注浆钻孔布置如图9-1-13所示。

3. 帷幕截流工程效果

四灰帷幕截流前，-80m水平四灰放水量1255m^3/h，降深55.2m，预计四灰涌水量1409m^3/h。井上、下四灰帷幕截流后，-80m水平四灰实际涌水量30m^3/h，四灰帷幕截流工程效果达到97.9%，共解放受水威胁储量3.587Mt。

2 火 灾 防 治

2.1 矿井火灾类型及特征

矿井火灾按其引火热源的不同，可分为两大类——外源火灾和自燃火灾。

2.1.1 外源火灾及其特征

外源火灾（或称外因火灾）是由外来热源，即明火、爆破、机电设备电流短路或运转不良、摩擦火星和电气焊等引燃可燃物所造成的火灾。该类火灾多发生在井筒、大巷、硐室和采掘工作面等地点。其特征是：其燃烧属表面燃烧，发火区域明显，但发生比较突然，扩展蔓延迅猛，处理不及时往往酿成恶性火灾事故。如井下电缆火灾、输送带火灾和油料火灾等。

2.1.2 自燃火灾及其特征

自燃火灾（或称内因火灾）是由煤炭等易燃物氧化发热且热量积聚使其温度达到燃点而造成的火灾。它多发生在地质构造带附近、采空区、巷道煤柱、巷道顶煤及其周边冒顶区等煤体破碎、供氧充分且稳定连续处。其特征是：着火点隐蔽，初期火势蔓延缓慢，燃烧形成复杂，可能出现阴燃或反复现象，虽有预兆，但不易早期发现。燃烧起来后，因难以直接快速灭火，故常常采用封闭、注浆等方法治理自然发火。

2.2 煤层自燃防灭火技术

2.2.1 煤炭自燃征兆

实验结果和大量现场观测、统计资料表明煤炭自燃的征兆能检测到高浓度 CO 气体，局部空气湿度增大，巷壁除严重挂汗外，有的还可看到从煤体裂隙向外释放出比较明显的热气，并能闻到较浓的煤油味，有的甚至可看到微烟等。

2.2.2 自燃隐患预测预报技术

根据煤炭自燃反应产物和矿井气候特征的变化，除人工直接辨识气味、挂汗、热气和煤温等粗略对自燃状态预测外，人们常借助于专门的测定分析仪器仪（表）来判定、掌握煤炭自燃程度。目前，随着对煤炭自燃理论认识的不断加深和科技的进步，各种监测技术得到了研发、应用，监测手段也不断改进和提高，监测的准确性随之大增。监测手段有测定 CO 气体浓度、色谱分析气体组分、探测分析煤温和放射性元素等。煤炭自燃的早期预报主要解决 3 个问题：①自燃隐患点温度有多高？②发展到着火温度或发火最短期需要多长时间？③隐患点大致位置及范围？掌握这 3 个问题后，才能真正实现早期准确预测预报，为有效防治煤层自燃隐患提供较可靠的依据，从而牢牢把握防灭火工作的主动权。

2.2.2.1 CO 测定技术

目前，测定 CO 气体的方法有两种：一是利用 CO 检定管或便携式 CO 测定仪直接测

定自燃煤体或其周边的CO气体浓度。该方法具有快速直接、使用方便等特点，是井下现场最常用的检测方法。但受仪器仪表的完好性、稳定性和操作是否规范，以及测定位置不同的影响，测定误差较大，甚至有时不能很好地反映自燃隐患程度。二是人工间接或束管直接抽取气样后，到试验室进行化学分析或色谱仪测定。此种方法虽然精度较高，测定范围广，适应性强，但因操作复杂，不能直接测定，日常用得不多，仅仅在煤层自燃危险性较大的地点定期使用。

1. 检定管测定CO技术

当含有CO的气体以一定速度通过检定管时，被测气体与其中的变色剂发生化学反应，根据变色剂变色的程度或变色的长度来确定CO浓度。以变色程度确定CO浓度的检定管称为比色式CO检定管，以变色长度确定CO浓度的检定管称为比长式CO检定管。由于比色式检定管存在灵敏度低、颜色不易辨认等缺点，我国煤矿常用比长式检定管。

利用CO检定管测定巷道周边附近碎煤体的CO气体浓度时，应尽可能地靠近自燃隐患点煤体。取气时，应至少反复抽拉吸气装置3次再取定气样。若测定巷道周边冒落空洞区的CO气体浓度时，可利用光学瓦斯检定器上的“红胶管”间接抽取自燃隐患点附近的气样。抽气时，应根据吸气管的长度至少反复抽拉5次，再抽定气样封固吸气装置，然后依次将检定管的出、进气端打开，在100s内将抽取的气样匀速通过检定管，根据棕色环所显示的示值可直接读取CO浓度的大小。抽气点布置如图9-2-1和图9-2-2所示。吸气装置常用AQJ-50型。吸气装置由金属制成，需定期清洗并加注润滑油，以保证其密封完好性。

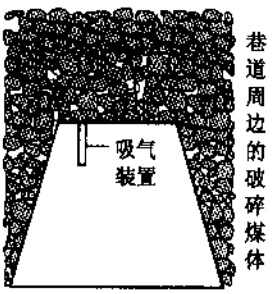


图9-2-1　巷顶抽气点布置示意图



图9-2-2　巷顶高冒区抽气点布置示意图

2. 便携式CO测定技术

电化学便携式CO检测仪是采用电化学定位电解法原理检测CO气体浓度的。它是在敏感元件工作电极和参考电极之间加一特定电压，当环境中的CO气体经元件透气膜扩散到工作电极后，在催化剂作用下与电解液中的水发生反应，工作电极释放电子所产生的电流与CO浓度成正比，通过检测该电流的大小就可确定CO的浓度。CO的浓度值经LED显示屏直接读取。其电路原理图如图9-2-3所示。

2.2.2.2　煤温测定技术

由于煤体发生自燃期间，不同阶段氧化放热的剧烈程度差别较大，加之煤的导热性较

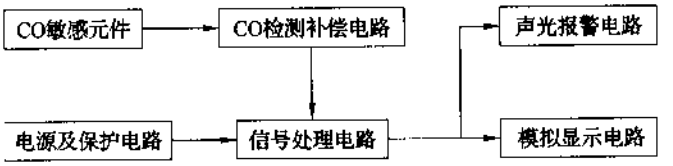


图9-2-3 便携式CO检测仪电路原理图

差，致使相同时间内自燃隐患点及其周围煤体的温度各不相同，测定煤温技术正是基于此并结合其不同阶段的临界值，来判定煤体自燃发展的程度。常用的测定煤温技术有两种：温度计直接测定煤温；热敏电阻间接测定煤温。

1. 温度计直接测定煤温技术

该方法受测温孔布置深度和温度计传送距离不能很长的制约，主要用于测定巷道周边较浅范围内松动煤体的温度。所用温度计为普通的水银摄氏温度计，最大量程：100℃；最小刻度：0.5℃。测温孔的布置方式、参数常根据现场情况合理确定，布置方式如图9-2-4所示。

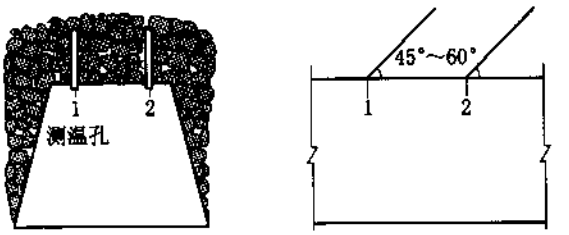


图9-2-4 测温孔布置图

利用温度计测定煤体内部的温度时，分6步进行：

（1）温度计固定。测定前，选用完好的温度计，将其紧固在“不导热、能伸缩”的平滑杆体顶部。

（2）温度测定。拔掉测温孔孔口的封堵物，将温度计缓慢地送入孔内，直到孔顶后，将测温孔口封堵好。

（3）读取数据。至少等待15min后，迅速将温度计拉出，立即读取其示值并按孔号做好记录。

（4）封孔防漏。测定工作结束后，仍将孔口封堵好，以防向其周边碎煤体漏风供氧。

（5）数据整理。升井后，按照测温孔编号将每孔的测定结果及时填入观测台账，并绘入坐标分析图中。定期对收集的数据进行分析，一旦发现煤温呈增大趋势，必须缩短测定周期。

（6）测定周期确定。测定周期一般为5天。若煤温升高，应根据其高低合理地将测定周期确定为2~3天。

该技术简单易行，基本能够预测到煤层自燃的发展程度和位置，对及早采取针对性措施进行安全防治有很好的指导作用；并且，测温孔可兼做注水湿润降温防火孔。

2. 热敏电阻间接测定煤温技术

热敏电阻间接测定煤温技术就是在有可能发生自燃的巷道周边碎煤体或采空区易燃带中，预先埋设热敏电阻，经铜芯胶质线连接后引入巷道空间，定期利用专用的电阻仪进行测定，查表得出温度。每次的测定结果均填入测定台账，并绘入坐标曲线图进行分析。

测定工作原理：把金属材料制成的热敏电阻作为测定 -200～500℃范围的感温元件，利用其电阻随温度变化的特性来测量温度。电阻值反映的温度是感温元件周围介质层中的平均温度，温度与电阻成正相关的关系。当碎煤体氧化升温后，预埋的热敏电阻阻值增大。根据测定的电阻值，在其分度表中便可查出其周围碎煤体的温度。

常用的热敏电阻有二线制的铂热敏电阻和铜热敏电阻两种。根据煤层自燃发展过程的温度变化和测定范围等不同，一般选用二线制的铜热敏电阻，其测温范围、分度号、R_0、R_{100}/R_0 及其误差见表9-2-1。铜热敏电阻与温度的关系 $R_t=f(t)$（即分度表）见表9-2-2。

表9-2-1　铜热敏电阻特性表

名　称	型　号	分度号	R_0/Ω	R_{100}/R_0	误差/℃	测温范围/℃
铜电阻	WZC	C_u50	50±0.050	1.428±0.002	±(0.3+0.6%t)	-50～150
		G	53±0.053	1.425±0.002		

注：表中的 t 为被测温度；热敏电阻允许通过的工作电流为5mA。

表9-2-2　铜热敏电阻与温度的关系表

温度/℃	$R_0=53\Omega$　分度号：G　$R_{100}/R_0=1.425$ 电　阻　值/Ω									
0	53.00	53.23	53.45	53.68	53.90	54.13	54.35	54.58	54.80	55.03
10	55.25	55.48	55.70	55.93	56.15	56.38	56.60	56.83	57.05	57.28
20	57.50	57.73	57.96	58.18	58.41	58.63	58.86	59.08	59.31	59.53
30	59.76	59.98	60.21	60.43	60.66	60.88	61.11	61.33	61.56	61.78
40	62.01	62.24	62.26	62.69	62.91	63.14	63.36	63.59	63.81	64.04
50	64.26	64.49	64.71	64.94	65.16	65.39	65.61	65.84	66.06	66.29
60	66.52	66.74	66.97	67.19	67.42	67.64	67.87	68.09	68.32	68.54
70	68.77	68.99	69.22	69.44	69.67	69.89	70.12	70.34	70.57	70.79
80	71.02	71.25	71.47	71.70	71.92	72.15	72.37	72.60	72.82	73.05
90	73.27	73.50	73.72	73.95	74.17	74.40	74.62	74.85	75.07	75.30
100	75.52	—	—	—	—	—	—	—	—	—
温度/℃	$R_0=50\Omega$　分度号：G　$R_{100}/R_0=1.425$ 电　阻　值/Ω									
0	50.00	50.21	50.43	50.64	50.86	51.07	51.28	51.50	51.71	51.93
10	52.14	52.36	52.57	52.78	53.00	53.21	53.43	53.64	53.86	54.07
20	54.28	54.50	54.71	54.92	55.14	55.35	55.57	55.78	56.00	56.21
30	56.42	56.64	56.85	57.07	57.23	57.49	57.71	57.92	58.14	58.35
40	58.56	58.78	58.99	59.20	59.42	59.63	59.85	60.06	60.27	60.49
50	60.70	60.92	61.13	61.34	61.56	61.77	61.98	62.20	62.41	62.63
60	62.84	63.05	63.27	63.48	63.70	63.91	64.12	64.34	64.55	64.76

表 9-2-2（续）

温度/℃	$R_0=50\Omega$ 分度号：G $R_{100}/R_0=1.425$ 电阻值/Ω									
70	64.98	65.19	65.41	65.62	65.83	66.05	66.26	66.43	66.69	66.90
80	67.12	67.33	67.54	67.76	67.97	68.19	68.40	68.62	68.83	69.04
90	69.26	69.47	69.68	69.90	70.11	70.33	70.54	70.76	70.97	71.18
100	71.40	71.61	71.83	72.04	72.25	72.47	72.68	72.90	73.11	73.33
110	73.54	73.75	73.97	74.18	74.40	74.61	74.83	75.04	75.26	75.47
120	75.68	75.90	76.11	76.33	76.54	76.76	76.97	77.19	77.40	77.62
130	77.83	78.05	78.26	78.48	78.69	78.91	79.12	79.34	79.55	79.77
140	79.98	80.20	80.41	80.63	80.84	81.06	81.27	81.49	81.70	81.92
150	82.13	—	—	—	—	—	—	—	—	—

热敏电阻埋设方法：

（1）在巷顶可能发生自燃破碎煤体处，利用煤电钻或人工直接下入 $\phi25$ 的 2～3m 长的套管，在套管的顶部 1m 范围内等间距布置 3～4 个 $\phi18$ 或 $\phi20$ 花眼。

（2）将导线与热敏电阻按要求连接紧固，并套好固定塞后，用“炮棍”或其他工具将其送入防护管的顶部。导线的长度一般大于防护管长度 200mm 为宜。

（3）一般按 3～4m^2 布置 1 个热敏电阻，自燃倾向严重处可据现场实际，合理地加大布置密度。

（4）测定周期一般为 3 天 1 次。对出现自燃的测定孔，可适当缩短测定周期，一般为 1 天 1 次。

（5）不测定温度期间，应将防护管的下口封堵严实，以防止漏风。并且，一般不得利用该防护管洒水等。测温热敏电阻结构如图 9-2-5 所示。

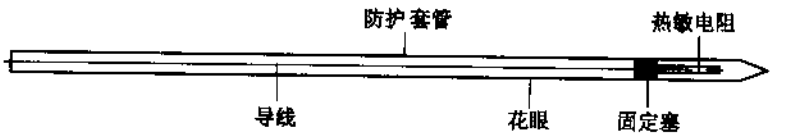


图 9-2-5 测温热敏电阻结构图

2.2.2.3 红外探测技术

红外探测技术是研究和应用红外辐射的一门新兴技术，在煤矿主要应用于地质构造、煤巷和煤柱自燃隐患的探测。目前，煤矿井下常用的是集测温与显示为一体的便携式红外测温仪。

1. 红外探测技术原理及红外测温仪的选择

红外探测技术是利用自然界任何处于绝对零度以上的物质发射红外电磁波来测定辐射体的温度。辐射强度或能量的大小及影响因素间的关系如下：

$$E=\varepsilon\sigma T^4 \tag{9-2-1}$$

式中　E——辐射能量或强度；

ε——辐射系数，其值在0～1之间；

σ——斯忒藩－玻耳兹曼常数，$5.67\times10^{-8}W/(m^2\cdot K^4)$；

T——物质的温度，K。

由式（9－2－1）可以看出：在同等温度下，不同物体的辐射能量和辐射能量场不同；对于同一种物体，辐射能量及其辐射能量场与温度的4次方成正比。煤层被揭露初期，原始温度基本相同，若介质密度基本相同，其辐射系数和温度的分布也基本相同，红外辐射能量场应是平缓一致的；否则，其能量场就不一致。虽然因介质密度不同而引发红外辐射强度差异，但在正常状态下，该差异不随时间的变化而改变。当煤炭发生自燃期间，红外辐射强度随温度的变化而呈现异常：随温度的升高红外辐射强度逐渐增大，由此确定的异常区就是自燃隐患点。

红外辐射探测按其工作方式分为两类——主动式和被动式。主动式探测是由辐射源照射被测物体，根据被测物体对辐射的吸收、反射、透射情况，确定物体的热特性或其他的物理性质。被动式探测则是利用物体自身的红外辐射特性相对于周围环境的差异，通过测量其辐射能量来确定物体的物理性能。红外辐射探测属非接触测量，对煤炭自燃隐患的探测就要测量煤体红外辐射强弱及动态变化范围来预报煤炭自燃程度，并确定其位置。

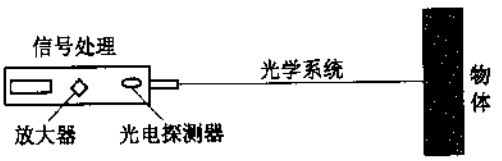


图9　2－6　红外测温仪原理图

红外探测仪器分红外测温仪和红外热像仪。由于红外热像仪的某些技术问题未解决而未能在煤矿推广应用，红外测温仪应用较多。红外测温仪的种类繁多，按测温范围可分为3类：高温测温仪（700～3200℃）、中温测温仪（100～700℃）和低温测温仪（≤100℃）；按工作原理又分为3类：全辐射测温仪、单色测温仪和比色测温仪。红外测温仪原理如图9－2－6所示。

目前，红外测温仪产品已形成系列化、规格化。国外主要有美国Raytek、英国Land、瑞典AGA和日本航空等公司生产；国内主要有西安仪器仪表厂和重庆、抚顺、唐山等煤科分院，以及淄博祥龙测控技术公司等单位生产。所投放市场产品的性能、价格等方面基本能够满足煤矿探测煤层自燃隐患的需要。

选择红外测温仪时，应注意以下4个方面：

（1）性能指标：温度范围、光斑尺寸、工作波长、测量精度和响应时间等。

（2）环境和工作条件：环境温度、窗口、显示和输出、保护附件等。

（3）使用管理：操作、维修和校准等。

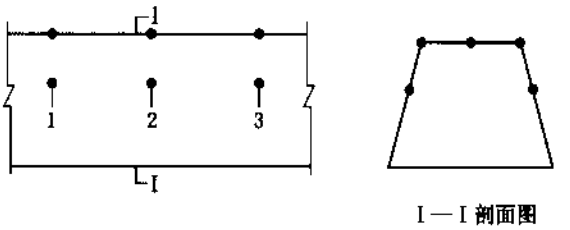
（4）干扰修正：温度、湿度污染和干扰等因素对性能指标的影响及修正方法。

对煤矿而言，测温范围多在低温区，选用波长8～14mμ为宜。被测目标尺寸以超过视场的50%为宜。响应时间因被测目标的运动速度和温度变化速度不同而无法统一，应按照与被测目标的实际相适应的原则合理选择。光学分辨率取决于测温仪距被测目标的间距D和测量光斑直径S的比值。单纯进行煤巷探测时，光学分辨率在8∶1～20∶1即可；若考虑采空区等其他区域时，光学分辨率选用30∶1～75∶1为宜。环境条件要求除选用

能控制影响测定精度的灰尘、高温等干扰因素附件外，还应选用“本安型”红外测温仪，且要求操作方便，读数直观，管理简单。

2. 红外探测要求

红外探测要求测站间距5m。每个测站内共布置5个测点：巷道两帮各1个，顶板布置3个，具体布置方式如图9-2-7所示。



1、2、3—测站；●—测点

图9-2-7 测站测点布置图

具体测定操作要求：

（1）探测时，应根据被探测点的位置，通过仪器内的激光照准器瞄准探测目标。探测目标占满整个视场后，按照其《操作规程》的要求认真操作。仪器到目标的距离 D 与要求目标的大小 S 见表9-2-3。

表9-2-3 仪器到目标的距离 D 与要求目标的大小 S m

D	0.15	0.50	1	1.5	3
S	0.02	0.0625	0.125	0.20	0.40

（2）按照设计方案的规定，对每个测站内所有的测点分别测定后，将测定的数据按照编号填入专用记录本中。测定周期一般为3天。对存在异常的区域可根据所反映的隐患程度，合理地缩短探测周期。

（3）测定过程中，应注意环境条件的变化。若变化幅度超过规定时，应终止探测工作，查找原因后，再继续探测。

（4）读取探测仪的示值时，必须待其稳定或变化幅度不超过±5%后再读取。

（5）分析整理所探测的数据时，若红外辐射量低于正常值的15%，便可认为是易氧化危险区，应缩短探测周期，进行跟踪探测。

2.2.2.4 束管监测技术

束管监测技术具有测定气体组分较多、数据存储量大和分析较准确、检测连续性好、自动化程度高、外部干扰小等特点。20世纪80年代初，我国成功研制并应用了束管监测煤层自然发火系统，对煤层自燃隐患预测预报的效果较好。

束管监测系统的工作原理：系统工作时，先启动采样抽气泵使束管内形成负压，井下被测区域的气体进入束管后，被抽到井上的电磁阀入口处于待检状态。当气相色谱仪达到稳定工作状态后，微机通过控制接口板输出一个开关量给驱动电路，使驱动电路的继电器

吸合而接通待检测支路束管的电磁阀，待测气体被送入色谱仪中进行分析。色谱仪的分析结果被送到微机内的数据采样接口板，经过信号放大，模数转换后，将模拟量转变成数字量，然后由分析软件进行处理，形成谱图和分析结果。这样就完成了待测支路束管气体的检测分析。需要多路同时检测时，由微机按照用户设定的检测顺序和检测次数自动循环进行，可实现 24h 连续在线检测和分析，并保留所有的分析数据，无须人工干涉。

2.2.2.5　同位素探测技术

随着核电子技术的发展和放射性同位素应用范围的扩展，根据放射性元素半衰期、衰变类型、强度的不同，以及介质对其吸附系数和温度之间的关系，放射性元素也可用于探测煤层自燃隐患。

1. 同位素测定技术原理

放射性元素在衰变过程中，在相同的地质、地层条件下，当地下煤层发生氧化升温或自燃时，其周围及上覆岩层中天然放射性元素的析出率增大，因发生离子交换作用而使其反应到地表形成放射异常。该异常可作为反映温度的信息而被检测出来。

在标准状态下，化学性质极不活泼的惰性气体氡是一种无色无臭的气体，也是 α 辐射体，半衰期为 3.825 天，相对较长，且具有较强的扩散能力。氡及其子体很容易为活性炭吸附，其吸附系数是温度的函数，随着温度的降低，吸附系数增大。在低温状态下，氡可以直接吸附凝固在器壁上。鉴于氡具有上述较独特的性质，利用放射性元素探测煤层自燃隐患时常用氡元素。氡随温度析出的规律如图 9－2－8 所示。

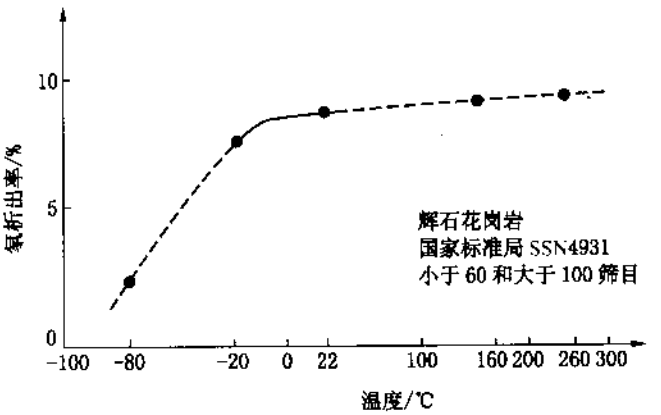


图 9－2－8　温度与氡析出率关系图

2. 探测煤层自燃隐患位置的方法

氡为放射性同位素，其衰变的子体为固体粒子，因此在测量时既可测氡气，又可测其子体而反映母体核素的形态及变化状况。氡子体因具有很强的吸附能力而能牢固地附着在器物表面，所以可用不同的方法将氡及其子体收集后进行测量。常用的方法为射气测量方式中取气样法，使气样进入探测器后进行测量。探测器按工作原理可分为电离室型、闪烁室型、半导体探测器型。3 种类型探测器都是测量氡气及其子体衰变时放出的 α 射线。除此之外，在放射性物探和环境方面应用的有 α 径迹蚀刻法及钋量测量、活性炭吸附法、α 杯法、α 卡法、硅半导体 α 仪法，以及近年来出现的驻极体测氡法等，虽然它们测的是氡

的子体及其衰变物，但仍属于测氡技术的范畴。按测量工艺可分为瞬时测量和累积测量。煤矿地面多用累积测量法，在井下二者都可用。目前，该技术应用于地面探测井下煤层的自燃隐患或火源位置的效果比在井下现场探测的效果好，尤其是在探测井下较大面积火区或较严重的自燃隐患时，探测效果更好。常见测氡（及其子体）方法及其主要特点见表9-2-4。

表9-2-4 常见测氡（及其子体）方法及其主要特点对比

项目内容	常规法测氡	RaA法测氡	Po-210法	静电α卡法	活性炭法	α径迹测量	热释光测量法	α杯（卡）法
仪器设备	FD-118G	FD-3017	化学试剂，FD-3005等α测量仪器	HFS-1	BJS-390	化学试剂，有关设备及显微镜等	UD-5等	CD-1
取样方式	抽气	抽气	取土样	静态	静态	静态	静态	静态
取样时间	瞬时	瞬时		静态	静态	静态	静态	静态
获取资料	可在现场	可在现场	不在现场	不在现场	不在现场	不在现场	不在现场	可在现场
测量精度	低	高	最低	高	高	低	低	高
对测点氡气分布的扰动	大	大	无	较小	较小	无	无	无
工作方法	简便	简单	复杂	简便	较简便	复杂	复杂	简捷
受外界影响	大	大	小	较小	较小	小	较小	较小
成本	低	低	较高	低	低	高	高	低

CD-1α杯测氡仪优点：①灵敏度高，可获得高精度测量结果；②本底低，且α杯及电离室的电极易更换，能够保证获得良好的低本底测量条件和高精度的测量结果，并可发现微弱放射性异常；③在静态条件下收集氡及其子体，能真实反映测点的氡及其子体的浓度；④累积时间根据工作需要可长可短，灵活确定；⑤操作简便，使用灵活，适用于不同的测氡需要等。缺点：抗震性能较差，使用时需小心进行，且探测深度最大为500m，一些深矿井无法使用。探测时，根据现场需要，在地面由井上、下对照选取测场基准点，基准点一般为3个，呈垂直方向布置。然后在选定区域内按照长方形、正方形或不规则方格网布置测点，具体测量过程中可根据探测情况合理延伸。方格网规格根据所需精度合理确定，一般为20m×20m、15m×15m、10m×10m、5m×5m。对选定的每一测点应预先编号，测点布置中的基准点必须选取精确，以保证测定精度。

探测常用α杯法、α卡法等α测量方法，所用的仪器为CD-1α杯测氡仪，其工作原理图如图9-2-9所示。

测点选定后，在已编号的测点上挖30cm×30cm×40~50cm左右的坑，将由高吸附材料制成的、收集面积为12cm×8cm探测杯的杯口向下放入坑内，上面先用塑料布覆盖，

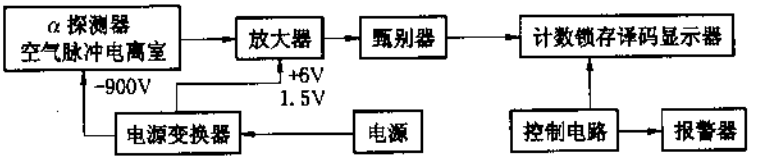


图9-2-9　CD-1α杯测氡仪工作原理图

后用土掩埋。探杯埋设4~10h后取出，置入CD-1α杯探测仪进行测量后，记下读数及相应的岩石性质、时间等参数。测量时间为1min、2min、3min等，一般为3min。将测定的相关数据输入“测氡探火数据处理系统（CDTH）”，便可得出煤层自燃火源或较严重隐患的立体图、平面图及趋势图，并据此分析判定出发火隐患点的位置、范围、中心温度及边缘温度、发展趋势和其性质、隐患类别等。

受射线场、地磁场等因素的影响，以下问题应注意：

（1）在氡及其子体垂直向上运移过程中，受外在能量场作用强度的不同，可能产生横向位移，造成异常点整体偏离。

（2）对测出异常数据的分析，受数据处理系统精度和现场干扰因素的影响，可能存在一定偏差，有时会出现误报现象。

2.2.3　通风、均压防灭火技术

2.2.3.1　通风与防火的关系

1. 矿井通风对自然发火的影响

当改变主要通风机运行工况点，风量增大或减小时，进、回风侧的风压差不仅会随风量的变化发生相同趋势的改变，而且风压差由采场到风井变化幅度由小到大。因此，改变通风对风井及矿井总回风道附近存在的老巷、采空区、小煤窑等有漏风通道地点的自然发火隐患影响较大。正常通风情况下，处于稳定状态的揭露煤层由外及里一般处于冷却风化状态和窒息状态。当矿井风量增大，负压升高时，漏风量增大，漏风距离远，供氧充足，处于稳定状态煤体的氧化环境得到进一步改善后，极易出现自然发火。当矿井风量减小，负压降低时，由于漏风量减小，漏风距离变短，此时处于阴燃状态的破碎煤体的自燃将会受到抑制。但对有干燥破碎煤体堆积的未封闭巷道，风量减小时（接近微风状态），由于已发生氧化的碎煤体吸附有大量的氧分子，氧化进程不会停止，反而会持续一定时间，并释放出热量；风速减小后，风流的流态势必发生改变，携热散热作用降低，从而使煤体形成良好的蓄热环境，也很可能产生自燃。如一些处于角联分支中的煤巷，调整其附近的通风系统后，巷道顶帮或其中堆积的浮煤发生了自然发火现象，其原因就在此。

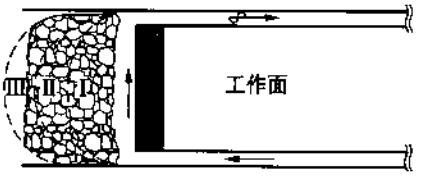
当矿井或采区调整通风系统时，极易在井下废旧巷道、采空区、破碎煤柱等地点出现自然发火。

2. 采场通风对自然发火的影响

（1）对于正常回采的采煤工作面，采空区内客观存在着“三带”（即冷却带、氧化带、窒息带），“三带”的宽度不仅与工作面上下端的压差和漏风量成正比，而且与工作面的长度及采空区冒落程度有关。采空区漏风与工作面通风形成并联通风系统，工作面风量的大小直接影响采空区内“三带”的宽度。因此，对于开采容易自燃或自燃煤层的工

作面，在保证工作面瓦斯、温度等符合《煤矿安全规程》的前提下，尽可能采取低风量安全通风，以减小氧化带宽度，防止采空区发火。

采场通风采空区漏风示意图如图9－2－10所示。由于工作面通风与采空区漏风形成并联通风系统，当工作面风量增大时，采空区漏风也增大；当工作面风量降低时，采空区漏风量也降低。采空区漏风量增大，给采空区浮煤吸氧氧化提供了供氧条件；采空区漏风减小，浮煤氧化产生的热量散不出去而自身蓄热。因此，工作面风量忽大忽小的过程，也就是采空区浮煤连续吸氧氧化、蓄热升温的过程，缩短了煤的自然发火期。所以，工作面风量无论多大，确保风量稳定非常重要。



Ⅰ—冷却带；Ⅱ—氧化带；Ⅲ—窒息带

图9－2－10 采场通风采空区漏风示意图

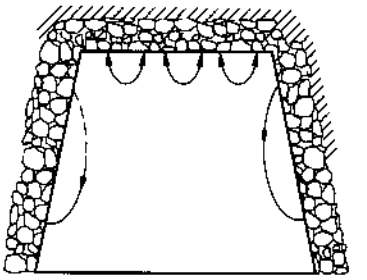


图9－2－11 巷道周边煤体漏风示意图

（2）通风对巷道自然发火的影响程度主要取决于巷道周围煤体的支撑压力大小、支护方式、工程质量等。当巷道顶板及两帮出现冒顶或片帮造成煤体破碎时，通过巷道的风流向巷道周边破碎煤体漏风供氧（图9－2－11），其漏风流多呈层流或过渡流状态，容易造成巷道煤体自然发火。对于冒顶不严重（冒顶高度不超过0.3～0.5m）的巷道，风量越大，漏风呈紊流的可能性越大，漏风足够带走煤体氧化散发出来的热量，煤体越不易发火。而对于巷道冒顶严重的地点，冒顶破碎煤体中存在氧化层，冒顶区中上部的漏风流呈过渡流状，所以在该煤层极易出现自然发火，应采取必要的堵漏风措施进行控制，如背板抹泥、喷浆、充填封闭等。现场统计发现，在巷道拐弯处、低洼处、巷道有局部阻力的地点（如悬挂隔爆设施处）等，受风流方向改变而向巷顶煤体的漏风高度增大，容易出现自然发火。

3. 通风设施的位置对自然发火的影响

通风设施（风门、调节风窗、挡风墙等）是矿井通风系统的重要组成部分。通风设施的位置对自然发火有着很大影响，主要原因是在某条巷道内构建通风设施，必定在通风设施的上、下侧形成局部阻力，从而引起与该条巷道相关的通风系统发生变化（如风量的增大或减小、风流方向的变化、负压的变化、漏风方向及大小的变化等）。因此在选择通风设施的位置时，必须考虑通风设施对自然发火的影响。通风设施的位置对自然发火的影响主要表现在以下几个方面：

（1）通风设施构建在煤巷中时，设施上、下侧产生的局部阻力必将增大巷道顶板及两帮的漏风量（图9－2－12），很可能造成巷道自然发火。通风设施应选在巷道周边及顶板完整的煤巷或岩巷中，若巷道四周破碎严重，必须进行掏槽见硬顶、硬帮，这在通风设

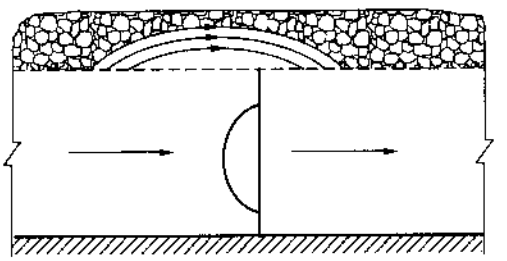
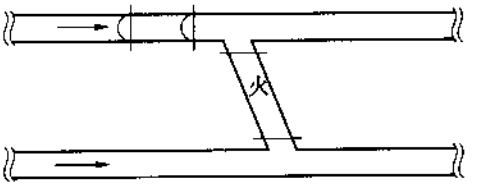


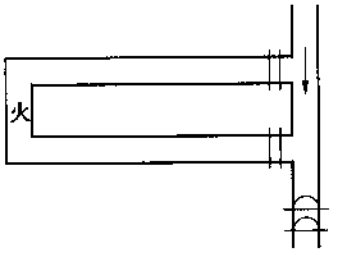
图9-2-12　巷道通风设施处漏风示意图

施质量标准中有严格的要求。必要时，可对其前后10m范围的巷道顶帮充填固化处理。

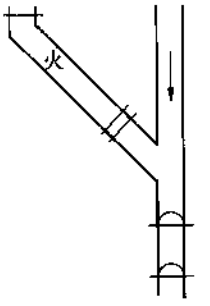
（2）通风设施必须构建在旧发火高温点、采空区、老巷附近时，应充分考虑通风设施构建后对这些易发火地点的影响，并在采取妥善的预防措施后，可将通风设施建造在可能发生自然发火影响较小的地点，如图9-2-13所示。



(a) 旧发火高温点处的通风设施



(b) 有旧发火点采空区附近的通风设施



(c) 有旧发火点老巷附近的通风设施

图9-2-13　旧发火点处通风设施构筑位置示意图

（3）在采区总回风巷或矿井总回风巷构建通风设施，一般出现在矿井两翼回风巷担负不同的通风任务时，即在一翼回风巷内建调节风门，以增大另一翼的风量。采用增阻调风的后果将使矿井总负压增大，负压升高必将引起漏风量增大，对抑制自然发火不利。

2.2.3.2　通风防火技术

通风系统合理与否直接决定着矿井煤层自燃灾害的发生程度。合理的通风系统可大大减小或消除煤层自然发火的供氧因素，进而控制或消除氧化蓄热条件，防止自然发火事故

的发生。所谓合理的通风系统是指：矿井通风网络结构简单，风网阻力消耗适中（2500Pa 以下），各段阻力消耗比例适宜，主要通风机与井下通风网络匹配，通风设施类型、位置选择合理，巷道风速适中等。

1. 风网结构简单 阻力消耗适中

研究结果表明：容易自燃的煤层矿井，全矿井的网络结构宜采用中央分列式或两翼对角式通风方式。一是进、回风线路相对较短，矿井总风阻较小，所需通风压力也较小；且进、回风并行距离短，盘区护巷煤柱两侧的风压差较小，其内部漏风量随之变小。采区回采完毕封闭后，可以调节其压力，消除主要通风机风压的影响，防火安全性较高，有利于矿井自然发火的防治。二是一旦发生灾变时，便于进行通风调节控制：主进风流发火时，可以防止灾害烟流影响全矿井；工作面或回风流发火时，灾害烟流可直接排出，波及范围较小。三是各个生产水平、采区实施分区通风，可提高矿井通风能力，减少水平或采区的内漏风量，便于按需调节风量，一旦发生自燃灾害，也便于隔绝封闭火区。

主要通风机与井下通风网络匹配，可在保证矿井安全需风的同时，矿井通风阻力最小，从而可减小矿井的内部漏风量，防止破碎煤柱、工作面采空区、风门前后或密闭里侧附近等处自燃。开采容易自燃煤层矿井，主要通风机的通风压力一般保持在 900～2500Pa 为宜，并且主、进回风巷应尽可能地避免布置在同一标高、距离较近的稳定岩层中，以消除布置于煤层中的煤柱被压裂漏风供氧而自然发火。

2. 合理选择通风设施类型、位置

风路中安设风门、调节风窗和密闭等通风设施后，其上风侧压力升高，下风侧压力降低，客观存在着局部风压差。通风设施的隔风程度越好则产生的局部风压差越大，即 $h_{密闭} > h_{风门} > h_{调节风门}$。选择通风设施类型时，应根据隔风程度的要求和所处巷道供风量的变化范围合理选定，以便在一定程度上进行泄压，最大限度地降低通风设施上下侧的局部压力差，减少其周边的漏风强度和深度。若选择密闭，则应尽可能地保证其密封性，使该处的风阻无限大，让两侧间的漏风量趋近于 0。

通风设施若建在煤巷中时，受矿压不断发生动态变化的影响，周围煤体不仅会产生裂隙，而且裂隙随着时间的延续会不断向煤体深部发育。当风门两侧的局部风压差达到一定程度，向其周边煤体裂隙的漏风供氧强度适中，碎煤体因氧化而产生的热量大于散发的热量时，就开始蓄积热量，煤温升高，氧化速度加快，达到燃点后便开始燃烧。并且，当风门建于进风煤巷时，在矿井通风负压的作用下，其下风侧任意两点间的压差值将可能增大，容易诱发其他巷道周围破碎煤体氧化积热而发火。因此，能设调节风窗的应尽可能地设置，且风门或调节风窗应尽可能地设置在距需风点较近的回风侧岩巷中，以降低风门两侧或风门下风侧煤巷任意两点间的风压差和漏风范围，防止向其周围破碎煤体连续漏风而快速氧化积热发火。

3. 巷道风速适中 降低扩散漏风

由于风流在矿井巷道中始终处于被压缩状态，受流体和气体分子自身固有特性的影响，客观存在着“反压缩膨胀”作用。加之巷道壁面凸凹、粗糙不平，以及巷道中生产设备占用巷道空间等所产生的局部阻力的作用，风流势必膨胀后向其周边破碎煤体裂隙连续漏风供氧。巷道风流场如图 9－2－14 所示。

风速达到或超过《煤矿安全规程》规定的风速上限时，向巷道周边破碎煤体的漏风

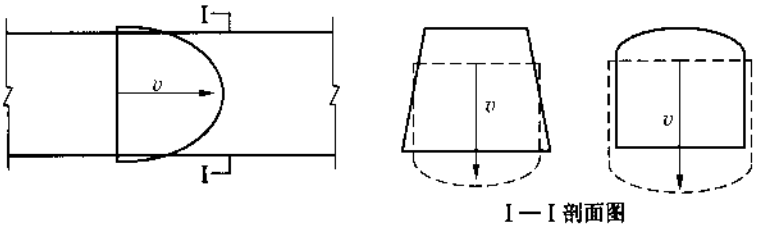


图9-2-14　巷道风流场示意图

强度和深度随“反压缩膨胀”作用增强而加大，达到一定程度后，不仅高冒区周围或地质构造带附近的碎煤体出现自然发火，而且，还可诱发高冒区破裂煤体发生高位自然发火。因此，适中的风流速度，对防止巷道周边煤体的发火有很好的促进作用。

4. 依据气候变化规律及时适度调整通风系统

气候的变化，不仅能使矿井通风压力、风量随之发生相应的变化，而且也会使井下空气中的含水量（即空气的湿度）发生变化，对煤层自然发火具有一定影响。尤其是春夏和秋冬换季期间，煤层自然发火较多，正是由此造成。

气候对矿井通风压力的影响：首先，反映在自然风压方面。自然风压作为矿井通风的次要动力，随着季节的不同对矿井机械风压的影响也存在差异。矿井进风和出风两侧空气柱的高度和平均密度是影响矿井自然风压的两项因素，而空气柱的平均密度主要决定于空气的密度。由于进风侧空气柱的平均密度随地面四季气温而变化，出风侧空气柱的平均密度常年基本不变，致使矿井的自然风压会发生幅度较大的季节性变化。春冬季节，自然风压和机械风压的作用方向相同；夏季和秋季，自然风压与机械风压的作用方向相反。在进、出风口高差大的矿井，自然风压随季节的变化对机械风压的影响比较明显，甚至在春夏或秋冬换季期间发生昼夜变化。对于正常生产的矿井而言，在风阻基本不变的前提下，自然风压随季节的变化将使矿井风量发生相应的增减。这种变化进入稳定期后，对煤层自然发火影响不大。但在气温变化频繁，且幅度较大的春夏或秋冬交季期间，矿井通风压力和风量随之发生相应的波动，向通风巷道顶、帮破碎煤体的漏风也发生频繁变化，致使煤体的氧化范围和蓄热环境不稳定，即忽大忽小，频繁变化，极易诱发自然发火。

其次，季节的变化，将造成空气中水蒸气的含量不同。冬春季，地面温度低于井下，风流流经巷道后，温度升高，容纳水分的能力增大，会吸纳巷道周边的水分而使风流的含水量增大或达到饱和状态，漏向巷道顶帮破碎煤体风流的水分将随之增大。碎煤体氧化放热后，由于水分被蒸发需吸收热量，直至水分散失完毕才可进入干馏阶段。因此，可延长煤的自然发火期，减少自然发火的可能性，从而有利于煤层自燃的防治。反之，则有利于煤层自然发火。

5. 合理控制抽放瓦斯负压　防止采空区漏风增大

在治理瓦斯的同时，若控制好抽放负压，一定程度上可降低工作面的供风量，使切眼上、下口间的风压差相应变小，从而能减少采空区的漏风强度和漏风带宽度，提高防火安全性。工作面供风量减小后，巷道风流的“反压缩膨胀”作用减弱，向巷道顶帮破碎煤体扩散漏风的强度随之也减小，有利于工作面进、回风巷的安全防火。否则，若抽放负压

控制不合理，有可能加剧采空区的自燃。一般情况下，各矿应根据自身实际，合理地确定采空区抽放瓦斯管路中的CO临界危险值。一旦抽放管路内混合气体中的CO超过临界值，应及时查找原因，采取妥善措施。

2.2.3.3 均压防灭火技术

均压防火的原理：在科学合理的风网基础上和保持矿井主要通风机运行工况合理的条件下，通过对井下风流的调整，改变相关巷道的风压分布，均衡火区或采空区进、回风两侧的风压差，减少或杜绝漏风，使火区或自燃隐患点处的空气不产生流动和交换，减弱或断绝氧气的供给，惰化窒息火区或自燃隐患点，抑制煤炭自然发火。均压的实质是通过风量合理分配与调节，达到降压减风、堵风防漏、管风防火、以风治火的目的。

降压减风是在提高矿井有效风量率和确定合理的防灭火供风量的前提下，改善矿井通风风网特性，调整矿井主要通风机工况，合理地分布风压，增大风网的稳定性，实行低风压、低风量供风。管风防火是指科学合理地确定通风设施的位置、简化风网的结构、降低风阻和合理配备风量；堵风防漏是指用密闭或其他的方法（均压）杜绝向采空区或火区漏风；以风治火是指建立一个有利于通风防灭火的通风系统、均压系统，为通风管理创造有利的条件，使采空区或火区周围内外风压差 $\Delta h \to 0$，防止采空区或火区内空气流动，达到均压防灭火目的。

根据作用原理和使用条件的不同，均压防灭火技术可分为开区和闭区两类。开区均压是指在回采工作面建立均压系统，以减少采空区漏风量，抑制采空区浮煤的自燃，防止CO等有毒有害气体超限积聚或向工作面大量涌出，从而保证回采工作的正常进行。闭区均压是针对已封闭的采空区或因火灾封闭的火区实施均压措施，达到控制向密闭区内漏风而防止自然发火或加速火区熄灭的目的。

按照均压设施组合方式的不同，可分为矿井主要通风机总风压与调节风窗均压系统、调压风机均压系统、调节风窗与调压风机均压系统、调压气室与连通管均压系统、调压气室与调压风机均压系统、卸压式均压系统和调压气囊均压系统等。以下介绍调节风窗均压系统、调节风窗与调压风机均压系统和调压气室与调压风机均压系统。

1. 调节风窗均压系统

该种均压系统常用于治理巷道静压较低的采煤工作面后部采空区或掘进工作面附近采空区相对较轻的自燃。其主要作用是：适度升高开采空间的静压，使之接近于或不小于自燃隐患或瓦斯溢出口里侧的静压，减缓或消除CO、CH_4的溢出强度，减弱或消除向自燃隐患点的漏风强度，减小采空区漏风带的宽度，达到抑制或消除隐患的目的。

井下实施调节风窗均压系统时，应做到均压就近、管理规范，以稳定均压效果。具体实施时，应注意以下事项：

（1）工作面回风巷所建造均压调节风门的位置距工作面上安全出口应适中。每组风门至少为两道。

（2）均压调节风门的间距应保持适当，且必须连锁。

（3）随着工作面的推进，挪移均压调节风门时，应先在距使用均压调节风门以外的合适位置建造好新的调节风门。新建均压调节风门的关闭启用和旧的调节风门开启停用必

须同步进行。

（4）均压调节风门使用过程中，若矿井主要通风机倒台或运行工况调整，以及调整与均压工作面相距较近并联分支风路的风量时，必须及时测量均压工作面的风量，确保风流一直处于稳定状态。

（5）除每班指定人员进行巡检均压调节风门外，还应定期设专人维护，以保证其处于完好状态。

（6）均压调节风门应严格按《矿井通风质量标准》的规定建造，以防止风门前后巷道顶、帮煤体发生自燃。

2. 调节风窗与调压风机均压系统

该种均压方法是目前我国开采煤层自然发火严重矿区普遍采用的均压方法之一。其特点是升压值高，风量调节范围大。根据调节风窗与调压风机摆放位置的不同可分两种，一种是将调压风机设置在调节风窗之前，另一种是将调压风机设置在调节风窗之后。第一种均压方法现场应用的很多，第二种方法因矿井均采用负压通风，所以应用很少。

调压风机设置在调节风窗之前的均压方法可提高工作面的风压，常用于采煤工作面采空区及其附近老空区发生严重自燃隐患，以及漏风强度较大的外部通道，避免产生的CO气体涌入工作面或采空区自燃。由于矿井主要通风机总风压的强力作用，采空区漏风较大，自燃烟流或有毒有害气体不断涌入工作面开采空间而危及作业人员的安全。为了抑制灾害气体的漫延或隐患的发展，可采用该均压系统，提高工作面内的区域风压，使工作面内的风压与采空区自燃隐患点或外部漏风源处的压力相平衡，减少或杜绝流向自燃隐患点处的漏风量和有毒有害气体的涌出强度，以消除对作业人员的危害或为尽快治理自燃隐患创造条件。具体做法是：在工作面进风巷适当位置设置调压风机，在回风巷适当位置设置调节风窗。若升压幅度要求较大时，可在调压风机吸风口里侧与所接风布出口之间建一组风门，使调节风机与调节风窗之间的风压升高，升高的程度可通过调节风窗过风口的面积大小来调节。在现场实际操作过程中，可按照“由远到近、由弱到强、由简单到复杂”的原则，注重“均压度”，先开动调压风机，后逐步调整调节风窗的过风面积，直到采空区或老空区不大量溢出烟流或有毒有害气体，同时保证工作面的风量满足最低安全需求。大同矿区的一些矿井和义马矿区的常村、耿村、千秋等矿运用该均压方法已治理过多起采空区自燃隐患和老空区涌出的有毒有害气体。

井下实施该均压方法时，应注意以下事项：

（1）调压风机必须完好，“双风机、双电源和自动倒台”装置使用正常。

（2）所有的风门组间必须全部实行连锁。

（3）均压前，必须摸清漏风的类型。若是内部漏风，对煤层自燃严重的矿井，均压不能无限期地持续进行，以防止出现隐蔽的伴生自燃灾害。对于外部漏风，可持续进行，但要防止均压度过大而造成自然发火。

（4）均压时，必须把握好“均压度”，同时保证工作面的风量不能低于最低安全允许值。

3. 调压气室与调压风机均压系统

由于封闭区密闭墙周围的矿压较大，存在漏风裂隙而采用均压室不能抑制且采用连通

管均压调压能力不足的可采用该方法。调压气室与调压风机均压系统就是将二者组合在一起，用调压风机取代连通管的均压系统。根据调压气室的数量，可分为单调压气室与调压风机均压和双（多）调压气室与调压风机均压系统。根据调压气室的建造位置不同，可分为进风侧单调压气室与调压风机均压系统和回风侧单调压气室与调压风机均压系统两种。双（多）调压气室与调压风机均压系统很少用，而单调压气室与调压风机均压系统在义马矿区比较常用，尤其是治理难以密闭严实、火区“呼吸”波动频繁、漏风强度较大的密闭区时，效果明显。

具体选择均压防灭火系统时，应摸清采空区或火区的漏风轨迹、压能分布等情况后，有针对性地将调节风门、调压风机、调压气室、连通管和调压气囊等设施相互有机组合，构成某种特定的、适合现场实际的均压系统，预防自燃火灾或对已发生的火区进行窒息惰化，实现管风防火或以风治火的目的。

2.2.4 注浆防灭火技术

注浆防灭火的机理是：将不燃性固体材料和水预先按一定比例制成浆液后，在高度差所产生的静压或泥浆泵动压的作用下，经专门的输浆管路压送到可能发火的区域，其中的固体浆材沉淀后，借助其黏性包裹碎煤体，隔绝它与氧气接触而防止氧化。浆材充填于破碎煤体的缝隙之间，可增加密实性而减少漏风。浆水渗流时，不仅可增加煤的外在水分，抑制自热氧化进程的发展，而且，对已经自热的煤炭还起冷却作用。灌注于顶分层采空区内时，有利于再生顶板的形成，并湿润其中的浮煤体，延长其自然发火期。

为保证注浆效果，制备浆液的浆材应满足以下要求：

（1）不含或少含可燃物（可燃物含量不得超过5%～10%）。

（2）粒度控制在3mm以下，且细微的颗粒（粒度小于1mm）应占总量的比例不低于70%。

（3）主要物理性能指标：相对密度2.4～2.8，塑性指数9～14，胶体混合物25%～30%，含砂量25%～30%。

（4）易脱水并具有一定的稳定性。

20世纪90年代以来，随着对浆材物理、化学特性认识的不断丰富和灌浆土源的减少，用粉煤灰替代黄土，也能够满足灌浆材料的要求。为提高预防性灌浆防灭火的保障性，近年来开始引进吸贮水性好、黏性可调、阻化性好、可溶于水的辅助高分子有机浆液材料，如用工业淀粉制成的高水高分子增稠剂和PCAS粉煤灰黏稠剂等，灌注后防火效果比较明显。

常用的灌浆方法：采前预灌、随采随灌和采后封闭灌浆。采前预灌一是用于分层开采工作面的顶分层采空区注浆，以湿润其中的碎煤体，加速再生顶板的形成；并且增加开采层煤炭的外在水分在一定程度上可防止本分层采空区遗煤氧化升温。二是用于开采层巷道顶板或地质构造带附近破碎的煤体，可增加其外在水分，降低其温度。

随采随灌分埋管注浆、钻孔注浆和工作面洒浆3种方式。采用埋管注浆方法时，由于浆液被注入采空区后，常常沿固定的通道流动，扩散范围小，湿润效果较差；注入的浆水从工作面下隅角渗出后，恶化生产环境，增大排水量，甚至有时还从工作面中部渗出，严重影响工作面的正常采煤。同时，埋入的管路常用上隅角的回柱绞车向外拉移，管路被拉报废现象十分普遍。因此，埋管注浆在工作面正常回采期间几乎不用，仅仅在工作面末期

回采时才用。一般在距终采线 30m 时，相距 10m 依次压入 3 趟 ϕ75mm 或 ϕ100mm 的管路，其接口处不加胶垫，只用螺丝连接，以保证扩散范围。每趟管路压好，一般待其进入采空区 10m 后开始灌浆。工作面停采前，常采用“多轮适量、间隔进行”的方式灌注。停采后，常采取“连续足量、充分灌注”的方式进行。压浆管随着工作面的推进，不断向外接续，直至回采结束，其布置方式如图 9－2－15 所示。

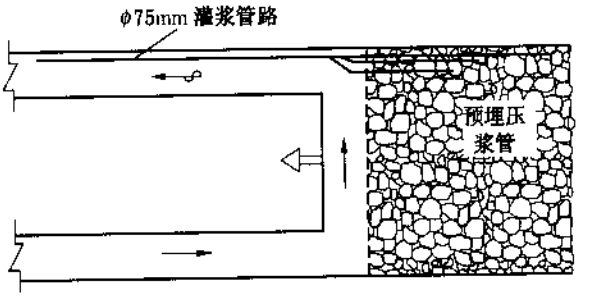
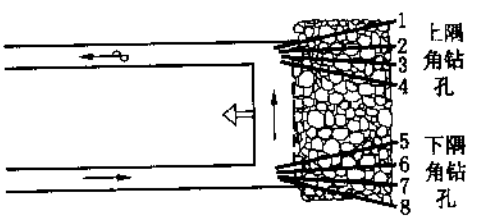


图 9－2－15　采空区灌浆管埋设示意图

工作面洒浆对走向长壁式、煤层倾角超过 10°的采煤工作面而言，由于浆水喷洒后容易沿煤层倾向流向工作面下隅角并积存，不仅恶化工作面环境，影响运煤设备的正常运行，而且喷洒程序繁多，管路拉设及喷洒过程中极易与生产发生冲突；倾向长壁工作面回采期间极少采用工作面洒浆，仅仅是在工作面即将停采时，推进速度缓慢，喷洒后浆水渗入架后采空区，才用该方法。工作面洒浆对综采（放）工作面来说，喷洒范围十分有限，效果不好，所以几乎不用。

钻孔注浆因回采期间在工作面内钻孔不便或无法在综采（放）工作面内钻孔，仅仅在工作面进、回风隅角附近的巷顶呈“偏扇形”向采空区钻孔注浆，钻孔的布置方式如图 9－2－16 所示。停采后撤除前，除按上述方式在工作面进、回风隅角布置钻孔注浆外，综采（放）工作面还利用支架顶梁或后尾梁架缝向采空区打钻注浆，架缝注浆钻孔的布置方式如图 9－2－17 所示。工作面上下隅角及架缝注浆钻孔的技术参数见表 9－2－5。



注：数字 1－8 为孔的编号，此数据在表 9－2－5 中将用到。

图 9－2－16　采煤工作面上下隅角注浆钻孔布置图

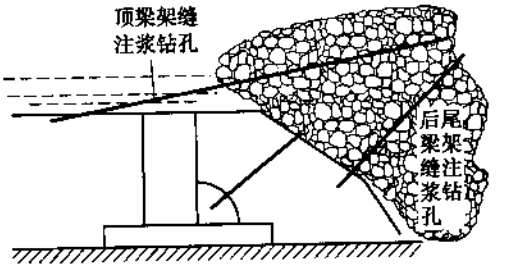


图 9－2－17　综采(放)支架架缝注浆钻孔布置图

表9-2-5 工作面上下隅角及架缝注浆钻孔的技术参数表

类别	技术参数						备注
	开口位置	角度	孔深	间距	下管深度	封孔要求	
上下隅角注浆钻孔	上下隅角靠采空区侧的巷道顶板	均与巷道顶板呈20°～25°的仰角，1号和8号、6号和3号、5号和4号孔依次分别上、下偏15°～20°、30°和45°	8～12m	每组钻孔的开口位置一般相隔0.5m等间距布置	≥孔深	一般用水泥、黄土体积比为1∶3的黄泥封孔，其深度≥0.7m	钻孔封好凝固24h后再适量进行注浆
支架架缝注浆钻孔	支架顶梁前部架缝或后尾梁架缝	顶梁架缝钻孔与巷顶成15°～20°夹角。后尾梁架缝钻孔一般与巷顶成40°～50°夹角	顶梁架缝钻孔的深度为8～10m。后尾梁架缝钻孔的深度一般为6m	一般是每架各布置一个	≥孔深	一般用水泥、黄土体积比为1∶3的黄泥封孔，其深度≥0.5m。对于支架前梁的钻孔，除用黄泥封孔外，个别时候还采用海带在自里向外第二个接箍处进行缠绕实施双段封孔	钻孔封好凝固24h后再适量注浆

采后封闭灌浆由于灌浆时间和空间不受回采工作的限制，常常利用在工作面上下两端的密闭墙上分别预设1～2个ϕ75的注浆孔，大量向封闭区灌注。灌入的浆水渗流后可充分湿润封闭区内的浮煤体，并且滤出的黄泥或粉煤灰可胶结、充填密闭周边及其以里一定范围的巷道缝隙和巷道周边的缝隙，可有效防止密闭漏风。尤其是对矿压显现剧烈的矿井，能够较长时间地维持浆材的黏性而达到长期隔绝漏风。

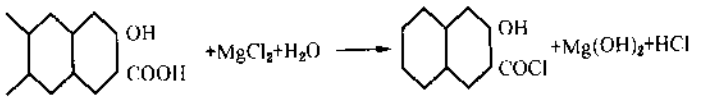
输送距离近、煤层倾角大或在夏季，浆液的土（粉煤灰）水比较大，最大可达1∶3（粉煤灰可达1∶1）。反之，浆液的土水比较小。具体的土（粉煤灰）水比见表9-2-6。泥浆土水比（或粉煤灰水比）常采用波美氏比重计测定后，从浆液的比重与土（或粉煤灰）水比的关系曲线中查得。

表9-2-6 灌浆土（粉煤灰）水体积比

类型	一般	夏季	冬季
黄泥浆	1∶4～1∶5	1∶3～1∶4	1∶4～1∶5
粉煤灰浆	1∶2～1∶3	1∶1.5～1∶2	1∶3～1∶4

2.2.5 阻化防灭火技术

阻化防灭火实际上是进一步扩大和利用以水防火的作用。它利用阻化剂的物理特性，将制成的溶液或乳浊液喷洒在煤体表面或灌注于采空区、煤柱内，这些溶液或乳浊液附着在煤体的表面，吸收空气中的水分后在煤的表面形成含水液膜，起到隔氧阻化作用。一方面，煤体表面液膜中的水分蒸发时可吸热降温，防止煤温升高而使氧化速率加快，从而抑制煤的自热和自燃。另一方面，阻化剂可与煤分子中易于被空气低温氧化的活性物质单体相互吸引，减少了活性分子间的有效碰撞机会，从而抑制和延缓了煤的自燃，起到了一种负催化作用。煤中加入阻化剂反应后生成了较稳定的物质，其化学反应可表示为



试验结果表明：煤体外在水分有良好的阻化性能，外在水分越多，阻化效果越好。但当煤中水分蒸发到一定数量后，液膜的完整性被破坏，阻化作用消失而转化为催化作用，反而促进煤的氧化与自燃。实际上这就是为什么已注水的碎煤体长期不注水后，易于自然发火的原因。

目前国内外使用的阻化剂大致有：吸水盐类阻化剂（如氯化钙、氯化镁、岩盐）、石灰水、水玻璃、亚磷酸脂、二氢氧三烷基醌、多种表面活化剂、四硼酸氢铵、碳酸铵饱和悬浮液、多功能高效阻化剂等。

2.2.5.1　*扬洒阻化剂和喷洒（压注）阻化液防灭火技术*

直接扬洒阻化剂工艺常用于工作面安装前的切眼周边煤壁。其操作步骤简单，即先用水将整个切眼煤壁冲洒一遍后，顺风流方向人工直接将阻化剂均匀洒向其周边煤壁。用该方法扬洒 $MgCl_2$ 时，由于颗粒相对较大，较平整的煤壁粘附量有限，极易出现阻化空缺区，且材料消耗量较大，所以，扬洒一般不用该种阻化剂。而 MEA 属于高分子有机防火材料，粒度很细，亲水性和附壁性都很强，扬洒后不仅能很好地黏附于煤体表面，而且，可形成致密连续的、失水速度较慢的封闭膜，阻化有效期至少超过 $MgCl_2$ 两倍以上，且防火效果明显，已成为有机盐类阻化处理巷道周边煤壁的替代物。

喷洒阻化溶液技术常用于处理巷道周边煤壁和采空区浮煤体的阻化防火。一般选用可溶于水的无机盐类阻化剂——$MgCl_2$ 等，其喷洒工艺流程如图 9－2－18 所示。



图 9－2－18　阻化液喷洒工艺流程图

喷洒实际表明：$MgCl_2$ 的溶液浓度达到 20% 时，其阻化防火效果最好。喷洒量可根据喷洒地点的不同，采用以下公式计算后确定：

$$V_1 = K\rho_1 S h_1 A_1 \rho^{-1} \qquad (9-2-2)$$

式中　V_1——巷道周边浮煤一次喷洒量，m^3；

K——易自燃部位加量喷洒系数，一般取 1.2；

ρ_1——巷道周边松散煤体的平均密度（一般取 0.9～0.96），t/m^3；

S——喷洒区段的表面积，m^2；

h_1——喷洒区段的浮煤厚度，m；

A_1——吨煤的吸液量，t/t 或 m^3/m^3；该数值与煤的粒度、阻化剂溶液的浓度、煤的质量（如煤的硬度、含矸率）有关。煤的粒度越小，阻化剂的水溶液浓度越大，则煤的吸液量也越大。经测定，吨煤的吸液量为 58～64kg/t（以

15% ~20% 的 $MgCl_2$ 溶液为例）；

ρ——阻化液的密度（一般取 1.08 ~ 1.12），t/m³。

除用于巷道喷洒外，还可借助采空区客观存在的漏风场对回采面采空区内的浮煤进行汽雾阻化。尤其是对炮采（放）工作面而言，防火效果较明显。采空区的汽雾阻化防火的工艺流程基本与巷道喷洒相同，仅仅是将巷道喷洒用的枪头改为喷嘴而已。阻化剂的浓度控制在15%，日喷雾量按下式计算：

$$V=(1-a)KdLhS/R \qquad (9-2-3)$$

式中 V——日喷雾量，t；

R——雾化率，一般取 $R=80\%$；

K——每吨浮煤用液量，一般取 $K=0.02$t；

d——实体煤的密度，t/m³；

L——工作面长度，m；

h——采高，m；

S——日进尺，m；

a——采出率，%。

钻孔压注阻化液常用于巷道周边煤柱内部或隔绝采空区的自燃隐患。其压注工艺与喷洒工艺的主要差别是：到达煤体的方式和位置不同。压注时，阻化液经预先施打的钻孔进入煤体的内部；而喷洒主要在煤体的表面。具体的压注工艺流程示意图如图 9－2－19 所示。

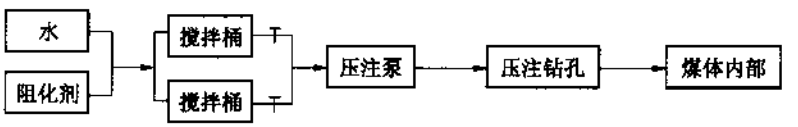


图 9－2－19 钻孔压注阻化液工艺流程图

该方法除可利用正常的防火钻孔外，还可利用煤壁注水深孔。压注方式：长钻孔动压连续足量进行，阻化液浓度 15%，钻孔深度、终孔位置和孔间距常根据现场需要确定。钻孔布置方式：上下巷对应布置，首个钻孔一般距工作面 20m 开始布置，其布置方式如图 9－2－20 所示。

单孔的阻化液压注量由下式确定：

$$Q=KLBM\rho_1 q\delta \qquad (9-2-4)$$

式中 Q——单孔阻化液压注量，kg；

K——综合修正系数，取 $K=1.12$；

B——压注钻孔间距（与煤层注水的长钻孔相同时，$B=10$），m；

M——预计阻化煤层的厚度，m；

L——压注区沿煤层的倾向长度，m；

ρ_1——煤的密度，t/m³；



图 9－2－20 煤层注阻化液长钻孔布置图

q——吨煤注阻化液量（取 $q=0.035$），m^3/t；

δ——阻化液的浓度，取 $\delta=15\%$。

该技术对阻断采煤工作面采空区的自燃随工作面一起向外推移时效果较好，尤其是在治理开采容易自燃的厚煤层综放工作面采空区的自燃时，隔离窒息速度快，效果显著。

2007年，华北科技学院与汾西矿业集团新阳煤矿合作研究，采用煤层钻孔压注阻化液预防高硫、易自燃厚煤层放顶煤工作面采空区煤炭自燃。该技术的应用收到6个方面的效果：①阻化液均匀渗透到煤的节理、层理、微孔隙和裂隙中，无论煤被怎样破碎，阻化液膜都会均匀包裹煤体，隔绝煤与氧气接触；②发挥阻化剂的阻化作用，阻化液的浓度降低到10%左右，比以前大幅度降低；③由于采用高压力将阻化液注入煤体，阻化液在煤体中保存条件变好，阻化时间延长；④在采空区漏风的条件下也能达到较好的防火效果；⑤由于采用了碱性阻化剂，消除了煤体中的硫化氢气体；⑥起到了煤体注水能起到的其他作用。

2.2.5.2　化学凝胶防灭火技术

凝胶防灭火技术是20世纪90年代在我国广泛应用的新型防灭火技术。由于其工艺简单，操作方便，防灭火效果较好，很快在全国开采有自燃危险煤层的矿区推广应用。

凝胶是胶冻状的硅酸溶液，由俗称水玻璃的硅酸钠水溶液和酸性促凝剂反应而成。其反应方程式如下：

$$Na_2SiO_3 + NH_4HCO_3 = H_2SiO_3 + Na_2CO_3 + NH_3$$

刚开始生成的单分子硅酸可溶于水，所以生成的硅酸并不立即沉淀。随着单分子硅酸生成量的增多，逐渐聚合成多硅酸 $xSiO_2 \cdot yH_2O$，形成硅酸溶胶。若硅酸浓度较大或向溶液中加入电解质时，硅、氧原子之间形成共价键构成立体网状空间结构，与水分子间靠范德华力及氢键力结合，使溶液丧失流动性，形成胶冻状凝胶。凝胶具有如下特点：

（1）含水率高，吸热降温好。凝胶的含水量大于90%；凝胶的生成反应是吸热反应，据测定，$1m^3$ 凝胶的吸热量大于4MJ。因此，凝胶对煤体可起到吸热降温作用。

（2）充填速度快，堵漏风作用明显。凝胶成胶的时间可调。成胶前具有良好的流动性，可以充分渗透到煤的缝隙中；成胶后具有固体性质，有一定强度，一般大于2kPa，能堵住漏风通道，防止漏风。

（3）保水效果好。硅酸所形成的立体网状结构能有效地阻止水的流失。在井下潮湿封闭条件下，凝胶1个月的体积收缩率小于20%，一定时期内能有效地起着堵漏风作用。

（4）阻化作用。凝胶无论其原料还是最终产物都对煤体具有阻化作用，尤其是成胶后能覆盖在煤体表面，阻止其氧化。

化学凝胶的充填工艺如图9-2-21所示：利用充填泵的高压，将形成化学凝胶的两种无机物水溶液经各自的管路压送到管路末端附近的混合器混合后，通过充填钻孔而进入破碎煤体中，3~8min后发生化学反应形成含水量达91%、致密的、具有一定黏性的化学凝胶。它不仅可密实充填碎煤体的缝隙，堵绝漏风供氧通道，而且其中的水分以较长时间缓慢地浸润碎煤体，使其长期保持湿润状态，惰化其氧化性，延长其自然发火期，从而达到长期安全防火的目的。

2.2.5.3　胶体泥浆防灭火技术

胶体泥浆防灭火技术与化学凝胶的防火原理相同，仅仅是充填工艺发生了改变，并将

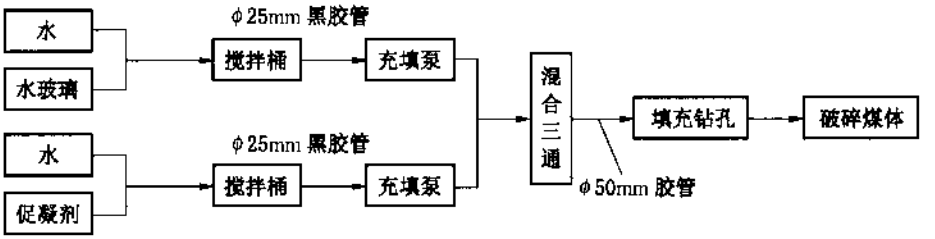


图 9-2-21 化学凝胶充填工艺流程示意图

水玻璃的溶剂改为稀黄泥浆而已。其充填工艺是：将水玻璃按一定比例在地面制浆车间直接加入到所制取的土水比 1∶4～1∶5 的稀黄泥浆中，形成混合溶液，在地面和充填地点间静压差的作用下，经矿井防灭火注浆管路将其输送至充填地点，与放置在充填地点附近的充填泵所压入的促凝剂水溶液充分混合后，经预先布置的充填钻孔进入碎煤体中，发生化学反应形成含水量较大的胶体泥浆。胶体泥浆充填工艺流程如图 9-2-22 所示。

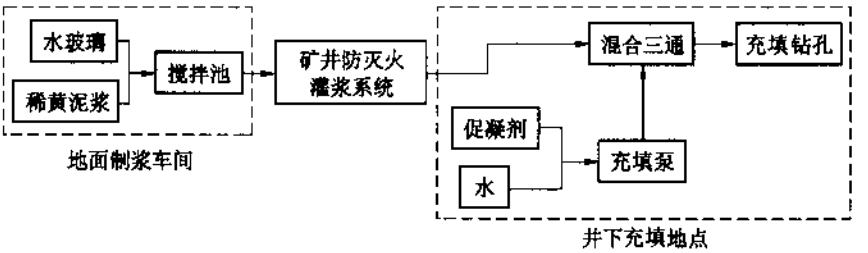


图 9-2-22 胶体泥浆充填工艺流程图

胶体泥浆技术具有以下特点：

（1）含水率高，节约原材料。据测试，胶体泥浆含水率一般为 70%～80%，每立方仅用原材料 0.1m^3。现场充填时，其流失率不超过 2%，若背板封闭层严密时，流失率为零。

（2）充填速度快，析水风化慢。通过调整促凝剂的添加比例可控制其凝固时间，胶体泥浆混合液进入碎煤体后，很快发生化学反应形成胶体泥浆而防止跑漏现象发生，因此可提高充填效率。利用矿井防灭火灌浆系统输送，流量可达 50～60m^3/h，充填速度很快。其中的水分除呈结合水存在外，大部分的游离水分呈“黏性水”状态存在，散失速度较慢。经在无风干燥阴凉的环境下测定，其风化速度平均为每月 10mm，一般充填厚度为 1.5～2m，完全能够满足堵漏风防火需要。

（3）降温阻化作用明显。胶体泥浆中含有 70% 以上的水分，可以直接降低高温煤体或火区的温度，延缓发火周期。并且，其中的水玻璃本身就是一种阻化物质，渗入碎煤体后，可惰化煤的氧化性能。

（4）操作简便，节约工时。在控制好闸门开启程度的情况下，水玻璃可按照选定比例从地面的储液池中直接加到稀黄泥浆中，促凝剂在现场由人工加入充填泵后直

接压至混合三通处，不需预先配置溶液，所以操作简便。由于不需在现场专门配置溶液，加之其充填能力很大，所以，对局部自燃隐患点或火区一次即可充填处理完毕，工效较高。

2.2.5.4　高分子泡沫防灭火技术

高分子泡沫防灭火技术是将不同的高分子材料在压风或压惰气动力的作用下，经专用的输送泵和管路喷射于碎煤体表面或压注于碎煤体内，发生化学反应膨胀后的泡沫紧紧地封堵胶结或充填胶结碎煤体，从而达到防灭火的目的。常用的高分子泡沫有：聚氨酯泡沫和聚合胶体泡沫等。前者主要用于碎煤体表面的喷涂封闭胶结，后者常用于向碎煤体中的压注充填胶结。

（1）聚氨酯泡沫喷涂工艺流程如图9-2-23所示。组成聚氨酯泡沫所用的白料为一氟二氯乙烷（ACFC—141b）；黑料为多亚甲基多苯基异氰酸酯；催化剂为二月桂酸二丁基锡。

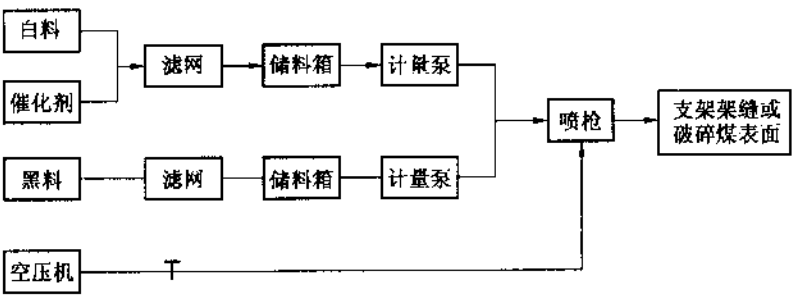


图9-2-23　聚氨酯泡沫喷涂工艺流程示意图

喷涂时，启动空压机，当压力上升到0.5MPa后，按规定的比例调整好两种材料的输送速度，并定量加入催化剂，开启喷涂泵进行喷涂。枪头与被喷地点的夹角一般为50°～70°。喷涂前后需用“乳化液”对整个喷涂系统进行冲洗或清洗。

聚氨酯泡沫防灭技术虽然黏附力和隔漏性好，能够封闭胶结架缝或碎煤体的漏风通道，但在喷涂过程中，作业地点附近及其回风侧的空间风流中悬浮着大量的白色细微颗粒，吸入人体后，对呼吸道产生危害，造成呼吸道干涩、甚至恶心和呕吐等现象，所以应切实注意个人防护。

（2）艾格劳尼、洛克休泡沫及其压注技术。艾格劳尼和洛克休泡沫均为中空充填产品，属于树脂泡沫的范畴。其中，艾格劳尼泡沫具有发泡速度快，充填速度快和膨胀后不收缩，堵漏效果好等优点。但却存在强度低，不能承压和在通风不良地点有刺激性气味等。而洛克休泡沫具有良好的机械抗压性能（抗压强度可达0.2MPa左右），经得起岩层的运动；膨胀率高，膨胀后体积可达原体积的25～30倍；反应时间可调，反应后在20min内硬化，不需要防漏支架，不蔓延火焰，黏结力强，能很好地黏附碎煤体等特性。其压注充填工艺流程与喷涂聚氨酯的基本相同，所不同的是艾格劳尼和洛克休泡沫可经钻孔压入破碎的煤体中，具体的压注工艺流程如图9-2-24所示。

2.2.5.5　高分子胶体防灭火技术

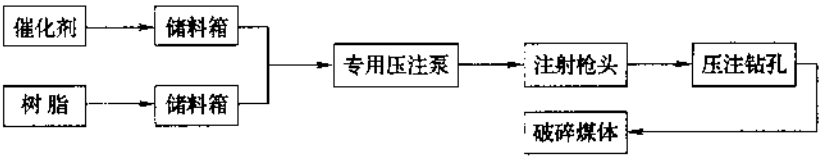


图9-2-24 洛克休泡沫压注工艺流程示意图

胶体是指分散质粒子直径在1~100nm（$1nm=10^{-9}m$）的均匀分散系。不完全溶于水的固体颗粒均匀分散在水中，则为水溶胶。水溶胶在一定条件下可以凝固而失去流动性，此时的胶体称之为凝胶或凝胶体。凝胶可分为弹性凝胶和非弹性凝胶两种。凝胶之所以失去流动性，是由于胶体颗粒相互之间形成一定的“三维网状结构”，将水“固结”起来，不能流动。这种网状结构比较脆弱，在外力作用下会遭到破坏。但当外力（如泵的动压力等）大于其屈服值时，才开始流动。

弹性凝胶（即高分子胶体）是由高分子物质形成的凝胶。它不仅具有一定的弹性，而且烘干脱水形成的干粉加水后仍能形成凝胶。在外力作用下遭到破坏后，静置一定时间，三维网状结构可重新形成。

非弹性凝胶由刚性质点（如二氧化硅等）形成。因其没有弹性，搅动后凝胶体则遭到破坏。干燥后形成的干粉加水后，不会再形成凝胶，如水玻璃凝胶。当其遭受外力被破坏后，即使静置较长的时间，三维网状结构因很难形成而失去其封闭和阻化作用。

稠化胶体（弹性凝胶）压注工艺流程如图9-2-25所示。

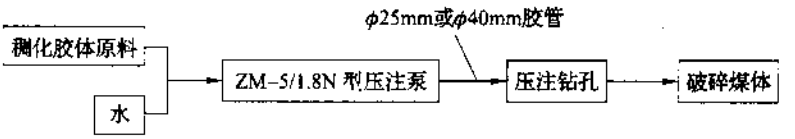


图9-2-25 稠化胶体（弹性凝胶）压注工艺流程示意图

压注前，首先对巷道顶板预先背板或喷浆进行表面堵漏。每排钻孔注满前，巷顶不淋水。当压注到一定程度后，若从表面堵漏层的微小缝隙处开始溢漏出较长的“线形”透明黏条，应改注其他钻孔。

该技术的特点：

（1）流动性较好，不会堵塞管路。进入碎煤体后，以钻孔为中心，先呈“锥台”状冲滞于其缝隙中。随着压入量的不断增大，逐渐充滞碎煤体缝隙。但泄漏时，会沿固定通道流失。

（2）大部分水分呈“结合状态”存在，向空气中的散失速率较慢，能够长时湿润碎煤体，并防止其与氧气接触。

（3）注入的胶体达到一定程度后，因其质量较大，易压裂碎煤体表面预设的背板堵漏层而大量泄漏。因此，对预设堵漏层的强度要求较高。

（4）对胶体材料向水中均匀添加的要求很高。否则，往往溶解不充分，出现外部为胶体，内部仍为原材料的“湿包干”现象，很容易发生堵管。

（5）利用矿井防灭火灌浆系统压注时，按规定比例配制，胶体黏度往往达不到预定要求。加大比例时，不仅成本随之大增，而且很容易发生“湿包干”现象而堵管。

（6）由于该胶体的原料颗粒很细，无论井上还是井下压注加料时，飞扬现象严重，不仅恶化空气环境，而且人吸入后变黏，很难快速清除，对作业人员的健康不利。

（7）该胶体原材料易吸收变潮。压注时，很容易在充填泵的加料漏斗下口周边黏附胶结，而出现下料不畅现象。

MEA 系列煤矿防灭火剂属于新型防灭火高分子胶体材料，具有副作用小、不污染环境、成本低廉、防灭火功效高等特点。其防灭火原理是：MEA 原料与水结合后形成可始终保持的胶体，能很好地渗透到碎煤体缝隙中，而黏附包裹碎煤体，并且其中的药剂可很好的捕获煤炭燃烧的自由基，使之失去氧化活性和能量，从而达到长期安全防火的目的。灭火时，它能与煤炭燃烧后的焦化物在煤体表面形成一层性质稳定、致密的焦化层，起到“一降三隔”作用——降温、隔热、隔氧和隔气，以达到防止火焰蔓延发展而快速灭火的目的。

MEA 压注或喷洒工艺如图 9－2－26 所示。

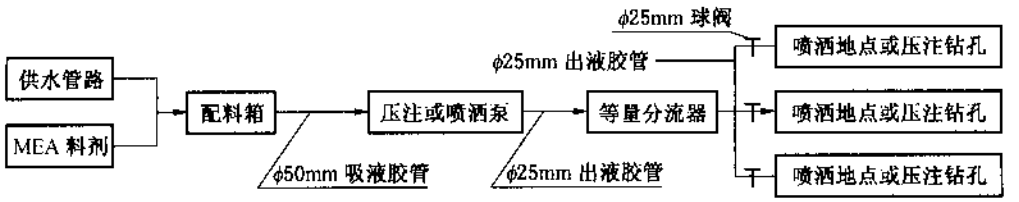


图 9－2－26　MEA 压注或喷洒工艺流程示意图

除此工艺外，也可用两个料箱并联后再与压注泵串联形成系统。交替进行单个配制 MEA 胶体并输送压注或喷洒。

2.2.6　漏风检测及充填堵漏防灭火技术

2.2.6.1　漏风检测技术

在矿井均压防灭火技术中有一项基础工作是确定采空区的漏风通道及漏风量。这是制定均压防灭火方案和控制灾情的重要手段。但如何确定采空区漏风通道及漏风量却是一个复杂而困难的问题。众所周知，井下采空区的漏风是极其微小的，用现有的各种通风测定手段及仪表很难测得出来，当然也就难以确定采空区的漏风通道及漏风量。下面介绍如何利用 SF_6 示踪气体进行漏风检测。

1. SF_6 示踪气体

1）示踪剂及其选择原则

示踪剂大致可分为气溶胶与气体两大类，理想的示踪剂应具备下列条件：

（1）无色、无臭、无毒。

（2）常温下呈气态，且分子量小，易与空气混合。

（3）化学性质稳定，水溶度低，不易氧化，受光照不分解。

（4）天然本底浓度低。

（5）释放、采样和检测方法简单。

（6）示踪剂成本低，来源方便。

2）SF_6 示踪气体的基本性质

SF_6 是目前国际公认的较为理想的示踪剂，并已得到广泛推广与应用。SF_6 的分子量为146.07，熔点为50.8℃，升华点为63.8℃，密度为6.16g/L。

2. SF_6 检测分析技术

检测分析 SF_6 的仪器可分为定性分析和定量分析两大类。

1）SF_6 的定性检测分析

（1）LF－1 型 SF_6 气体检漏仪。该仪器可作定性、定量分析用，但定量分析误差很大，因此常用作定性分析。该仪器的检测范围为10∶2～10∶8（体积比），响应时间为瞬时，具有可调光声报警装置和定量指示仪表，连续工作时间在环境温度大于30℃时为2h，小于30℃时为4h，额定工作温度为5～40℃，相对湿度小于85%，电源为交流220V，功率220W，配有1台真空泵，抽气速率为1L/s，整机重35kg。

（2）LSJ－2 和 LSJ－3 型卤素检测检漏仪。该仪器检测范围为1～50ppm 和1～500ppm（$1ppm=10^{-6}$），响应时间小于10s，具有可调光声报警装置和电压欠压指示信号，电源为交流（AC220V）、直流（DC7.5V）两用。该仪器对空气的温度和湿度要求均较高，工作环境温度为5～35℃，相对湿度小于80%。

2）SF_6 的定量检测分析

用作定量分析的仪器均是带有电子捕获检测器的各种型号的气相色谱仪。目前国产仪器有上分－103 型和北分－SP2305F 型，北分－SP2308 可直接用于检测 SF_6。随着 SF_6 示踪气体应用范围的不断扩大，对仪器的小型化、轻便化及检测灵敏度和自动化程度要求越来越高。国外曾先后采用冷冻浓缩、切换反吹、分子筛用 NO 处理等技术，使检测灵敏度提高到 4×10^{-18}。

分析系统主要由载气控制、进样、色谱柱、ECD、信号放大器、记录器6部分组成。在实际样品中，只有空气中的氧具有较强的电负性，它直接影响 SF_6 的检测灵敏度，因此必须选择适当的色谱来将 O_2 和 SF_6 分离开。国内外研究表明5A 分子筛最为理想，因为5A 分子筛对 O_2 的吸附作用特别强，对 SF_6 的吸附作用很弱。

在 SF_6 检测中，一般用氮气作为载气，而氮气的纯度对 SF_6 检测的灵敏度影响极大。实验表明，如用纯氮作载气，检测灵敏度只能达 ppm 级；用高纯氮作载气，检测灵敏度可达 ppb 级。而高纯氮若经 Ag－x（银）分子筛脱氧剂处理后，检测灵敏度又可提高一个数量级，所以一般都要使用纯度在99.999%以上的高纯氮。

影响组分分离及检测灵敏度的因素除载气纯度外还有分离柱种类的选择，以及调整极化电压、ECD 的流量和温度等。

在整个分析过程中，影响灵敏度和稳定性的因素很复杂，选择操作条件时，要根据实验的具体情况进行全面分析与系统选择。更重要的是要保证在整个分析过程中操作条件的相对稳定，这样才能最大限度地减少人为误差，从而获得准确结果。

3. SF_6 的释放与样品的采集

1）释放量估算

试验前首先估算 SF_6 的释放量。释放量不足，某些位能高、处于漏风状态的密闭就有可能接收不到 SF_6，使漏风检测试验出现明显的遗漏点。在确定火区漏风通道乃至计算漏风量时就会产生较大的谬误；释放量过高不但浪费 SF_6 而且污染井下环境，提高了井下的本底浓度，在很长一段时间内不能充分排放所释放的 SF_6，致使以后的实验不能在短期内进行，严重影响试验工作的进度。SF_6 释放量可按下式估算：

$$Q = KC_{ar}T\sum_{i=1}^{n} q_{air} \tag{9-2-5}$$

式中　Q——SF_6 的释放量，L；

K——单位换算系数，$K = 1000L/m^3$；

C_{ar}——采空区内 SF_6 的平均浓度，m^3/m^3（体积比）；

T——预定的采样累计时间，min；

n——漏风密闭个数；

q_{air}——每个漏风密闭的漏风量，m^3/min。

C_{ar}的确定取决于分析 SF_6 样品所用仪器的检测灵敏度。目前国产仪器的检测灵敏度一般在 1×10^{-10}以上。为了使估算的释放量不致偏低，在选取平均浓度值时可稍高一些，取 5×10^{-8}（体积比）。

采样累计时间 T 是从释放 SF_6 开始到某一预定时间为止的累计时间。采样时间的长短除取决于释放量的多少、捕获点距释放点的距离及采空区内的风速外，还与井下采空区内的连通程度和密闭质量的好坏有关。估计释放量时，可选取释放后 24h 为预定采样累计时间。

漏风量 q_{air}是经验数值，各地区、各矿井、甚至一个矿井内都不一致，密闭质量好漏风量就小；密闭质量差，漏风量就大。计算时可视检测地点、对象的具体情况取平均值。

一般情况下，煤柱没有破坏或破坏不严重时，煤壁的漏风系数可忽略不计。如破坏严重，可在计算时加上煤壁漏风系数。

2）释放地点的选择

选择 SF_6 的释放地点时，一般应遵循以下原则：

（1）在没有确认地表与井下被断层等构造所沟通时，应在地面裂隙或钻孔处向井下释放 SF_6。然后根据井下各测点检测到的 SF_6 到达各测点的时间、浓度大小及延续情况来分析判断火区与地面的纵向连通情况和井下各火区间横向连通情况。

（2）在不存在地表漏风的情况下，应在井下选择释放地点。释放时，应首先考虑在井下较高位能点或其附近向采空区内释放 SF_6。同时应考虑试验范围，如在全矿范围内试验，则应在全矿井下较高位能点或其附近向采空区内释放，且要在全矿范围内布置接收点；如果某一盘区或某一局部区域内试验，则应在该试验范围内最高位能点或其附近向采空区内释放 SF_6。

如果释放点不是选择在全矿或某一盘区的最高位能点或其附近，就有可能使检测工作出现误差，影响整个防灭火方案的效果。

3）释放方法

释放 SF_6 非常简单，可以直接从高压气瓶向外释放，也可以从瓶内称出一定重量的

SF_6 后再释放。释放时，在瓶口安装卸压阀和流量计控制释放速率和释放量。流量计出厂时经厂家标定过，但当被测介质的粒度、密度、温度、压力等参数与标定介质不同时，则应重新标定或修正。

此外，释放 SF_6 时应准确记下释放地点、标高、坐标、释放时间（准确到分）、释放点的位能及释放量等数据。

4）接收地点的选择

接收地点的选择对漏风检测试验乃至均压方案的成功与否是至关重要的。接收点布置多了浪费人力物力；布置少了影响测试的准确性和方案的预期效果。如前所述，采空区的漏风风流都是从高压侧流向低压侧，因此在选择安装接收地点时也应遵循这一规律。首先应根据预定测试范围在回风侧选择受矿井通风负压控制的那些点，其次考虑进风侧如有明显漏风或与其他进风侧密闭相比位能较低的点布置接收点。

5）采样方式与冲突

在用 SF_6 示踪气体检测漏风过程中，采样工作是很重要的一个环节。采样方式可以分人工采样和自动采样。采样方法主要有以下几种：

（1）使用不锈钢采样罐，主要用于采取积分样品。采样罐的容积一般为 1 升至几升，罐口装有流量控制阀。采样前，首先在实验室用真空泵把采样罐抽空，将流量控制阀调到预定的接收流量（假定 10min，采样罐将被充满 70% 的容积），关闭阀门。将采样罐放置在接收点，到预定接收时间时打开阀门开始采样。这种方法可以保证在整个接收时间内罐体周围的空气能以匀速流入罐内。测定表明：在罐内的气压小于 0.07MPa 以前，进气的流速基本保持匀速；当罐内的气压大于 0.07MPa 后，进气流速开始逐渐减慢。因此该方法能正确反映接收点空气中 SF_6 平均浓度，而且精确度高，进样速度均匀，同时不锈钢罐对 SF_6 的吸附也很小。但缺点是工作量大，钢罐要预先在实验室抽空，采集样品后又要注入高纯氮加压至 0.1MPa 以上，以便于抽样分析。

（2）聚乙烯瓶可用于采集瞬时样品，其容积一般为 500mL 左右。用手每挤压一次瓶约能置换瓶中气体的 50%，故连续挤 10 次，也能获得真实的样品，它对 SF_6 的吸附作用也很小。

（3）玻璃注射器既可用于采集瞬时样品也可用于采集积分样品，而且清洗、取样都很简单，每次采集完样品后，如样品保留在针筒内存放，应立即在针头上穿上硅胶垫，以防止样品泄漏损失；如使用聚乙烯袋存放样品，应在样品注入袋内后用胶纸将袋上针眼加以密封，以防样品泄漏。用玻璃注射器采集样品时进样速度不易控制，而且对高浓度的 SF_6 有一定的吸附作用，当使用的数量较多时，下井携带不方便。

（4）使用 AQP－1 型气体采样泵可以到需要采样的地点直接采样，也可以在采空区和封闭火区以及人们不能直接到达的地点，利用预先接好的管路进行远距离采样。该泵体积较小，外形尺寸为 150mm×82mm×100mm，最远采样距离为 2m，采样压力大于 2000Pa，流量大于 6L/min，重 1.4kg，工作环境温度 0～35℃，相对湿度小于 95%。

当接收点距释放点距离较近时，释放 SF_6 的同时就要开始采集样品，且每次采样间隔的时间要短些（1～2min 或更短些）；如释放点与接收点联络不方便，则应事先预定好释放时间，然后在预定的时间同时行动。当接收点距释放点较远时，也要事先约定释放时间，采样间隔可以相应延长到 5～10min 或更长些。当接收点距释放点很远时还可根据估

计采空区漏风风速或井下巷道内的风速决定各采样开始时间。但要考虑留有一定的提前量，即在 SF_6 到达某一接收点前，该点应已采集 1 个至几个样品，这样可以准确记录下 SF_6 到达该点的初始时间、浓度，以便客观地反映采空区漏网的真实情况。

如某一接收点采集样品的时间持续较长，可在第一批样品送交化验室分析得出结果后，根据情况适当延长该接收点采样的间隔时间，在整个接收过程中可以根据化验室检测结果多次延长采样间隔时间，直到该点采样工作全部结束。

一般情况下，每个接收点都应备有足够的采样工具，并记录好其编号。接收 SF_6 时，除各接收点安排 1～2 人负责采集样品外，还应设专人负责各接收点间的联络、井上与井下的联络和将各接收点采集到的样品及时送交化验室。

6）数据整理与分析、计算

首先将释放 SF_6 的时间、地点、实际释放量、试验前估算的释放量、根据检测分析计算出的实际接收量及释放点的标高、坐标、位能填入记录表，见表 9－2－7。

表 9－2－7　SF_6 漏网检测原始记录表

试验序号	采集点编号	释放点	释放时间	接收地点	距释放点距离			释放地点			与释放点的位能差	试验前估算释放量	实际释放量
					平距	垂距	总长	坐标	标高	位能			

其次根据化验室的检测结果绘制出各接收点 SF_6 浓度随采样时间的变化曲线。然后根据这些曲线判断采空区的主要漏风通道，并计算漏风量和 SF_6 的实际接收量：

$$Q_{SF_6} = K\sum_{i=1}^{n}\left(T_i \cdot \frac{1}{m_i} \cdot q_{ai} \cdot \sum_{j=1}^{m_i} C_{ij}\right) \tag{9-2-6}$$

式中　Q_{SF_6}——SF_6 的实际接收量，L；

K——单位换算系数，$K = 1000L/m^3$；

T_i——第 i 接收点采样累计时间，min；

n——接收点个数；

m_i——第 i 接收点的样品总数；

q_{ai}——第 i 接收点的漏风量，m^3/min；

C_{ij}——第 i 接收点第 j 个样品的 SF_6 浓度，体积比。

将计算出的 SF_6 实际接收量与实际释放量相对比，可求出接收百分比，最后得出采空区漏风量。

2.2.6.2 充填堵漏防灭火技术

充填堵漏防灭火技术的原理就是将不燃性材料的水溶液与水混合，借助位置不同所产生的静压或充填泵提供的动压，使其进入破碎煤体，发生化学变化或物理变化后形成黏稠的浆液或胶体，密实充填煤体缝隙，堵绝漏风供氧通道；浆液或胶体的水分或化学物质渗入煤层内，黏附在碎煤体表面形成阻氧膜，惰化煤的氧化性能；浆液或胶体所含的水分蒸发可降低煤体的温度，延缓其自热氧化速率，破坏煤的自燃条件，延长其自然发火期，从而达到防火的目的。

1. 固化泥浆防灭火技术

该技术是将地面制取的稀黄泥浆，经矿井防灭火灌浆系统输送到井下待充填地点附近预先建造的沉淀池中，沉淀后滤去多余的水分制成土水比 1∶2 的稠泥浆，再加入 10% ~ 20% 的固化剂，充分搅拌后，利用高压泥浆泵经预先施打的钻孔将其压入破碎的煤体中，充填胶结碎煤体，堵绝漏风供氧通道，从而防止碎煤体发生自燃，并可加固巷道。固化泥浆压注工艺流程如图 9－2－27 所示。

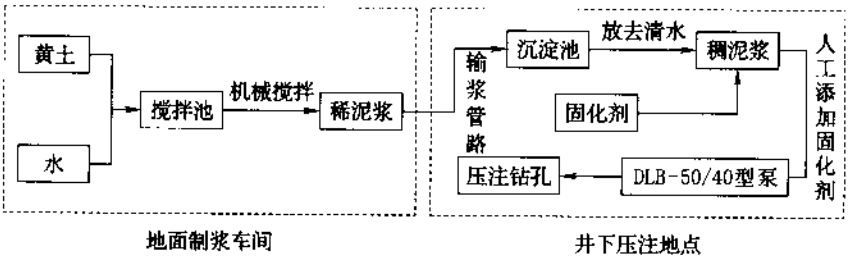


图 9－2－27 固化泥浆压注工艺流程图

1）固化泥浆防灭火的优点

（1）能很好地固化胶结巷顶碎煤体，再造顶板的完整性，堵绝漏风供氧通道。

（2）耐压强度大小与固化剂的添加比例呈正相关关系，如图 9－2－28 所示。

（3）可防止因巷顶大幅下沉造成工作面上、下超前段的风速增大而增加向采空区的漏风强度和漏风量，有利于采空区的安全防火。

2）固化泥浆防灭火的缺点

用于大规模充填防灭火时，该技术存在以下不足：

（1）浆液制配环节多，固化充填准备期较长，且操作强度大。

（2）受压注泵流量的限制，充填能力较小，每小时只有 $3m^3$，充填效率低，不适于快速充填；对材料的粒度要求较高，不得超过 3mm。否则，极易堵塞泵体而无法充填。

（3）添加固化剂过程中，容易产生粉尘而恶化作业场所环境，长期从事该项工作时对作业人员的身体健康不利。

（4）对堵漏层要求较高。否则，跑漏浆现象较严重。

（5）固化剂由人工添加，其均匀度不稳定；并且，固化剂见水后，若搅拌不充分，极易形成大量的固化剂颗粒使泵的输送动力丧失，造成压注工作中断。

2. 复合凝土防灭火技术

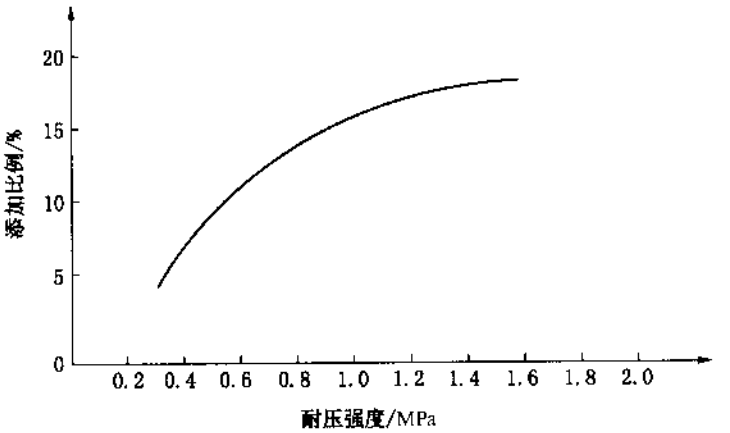


图9-2-28　固化剂添加比例与耐压强度关系图

复合凝土是以黄土或粉煤灰为骨料，加入促凝剂、防收缩剂、缓释剂和固化增强剂4种辅料组成的一种凝固时间可调的高水、无污染且成本低廉的防灭火充填材料。其防火原理与固化泥浆、胶体泥浆等基本相同，所不同的是该充填材料压入破碎煤体后，不仅能密实充填其中的裂隙，而且硬化后还具有一定的强度，可防止破碎煤体发生明显的滑移流变，即具有安全长效防火作用。同时，复合凝土干燥失水后，具有较强的吸水性，再加水时不会被冲散。所以，充填后若定期适当补注浆或水，可达到长期防火的目的。

1）复合凝土防灭火技术的优点

（1）含水量高，析水速度慢。不同配方情况下，复合凝土固化后含水率为52%～70%。其中，结晶水形式存在的占3%～17%，其余的为游离水。游离态的水主要存在于复合凝土骨料的毛细微孔内。在常温常压下，毛细微孔内滞存的大量水分很难散失。

（2）凝固时间可调，密实固化性能稳定。复合凝土的固化时间一般为5～12min。由于组成复合凝土的辅料随骨料的变化不大，调整凝固时间主要是调整其与水的比例，且起主要作用的是辅料，所以固化后其物理、化学性质比较稳定。

（3）风干失水后，整体稳定性较好。复合凝土的龟裂度与辅料的添加比例存在直接联系：辅料比例越大，龟裂度越小[7]。当辅料加入比例超过20%时，试样龟裂度接近于0。

（4）吸贮水性强，阻化湿润期长。高温（500℃）干燥后的复合凝土吸水比可高达85%～97.29%（体积比），且吸水速度很快。吸水比与辅料的加入比例呈反相关关系，即辅料加入比例越大，则吸水比较小，反之较大。

充填压注时，将复合凝土原料与水在搅拌机中混合成一定比例的悬浊液后，利用高压泥浆泵经预先敷设的管路和钻孔而被压入破碎的煤体中，扩散后密实充填其中的缝隙并胶结、固化破碎煤体。同时，碎煤体与复合凝土浆液发生水交换而湿润。充填泵采用DLB-50/40型，复合凝土充填工艺流程如图9-2-29所示。

2）复合凝土防灭火技术的缺点

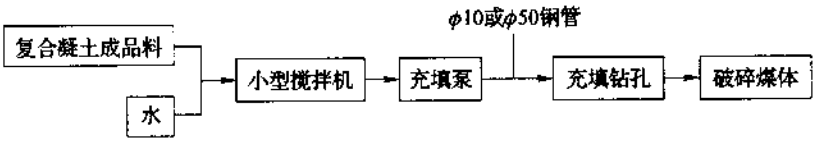


图9-2-29 复合凝土充填工艺流程图

（1）充填流量受输送泵能力的限制，充填能力较小，每小时充填3m³。

（2）复合凝土需预先配置，其中的部分辅料易于吸水受潮，因此，对混合料的保存要求较高。

（3）复合凝土的制备要求较高，混合颗粒的粒径最大不得超过3mm。

3. 阻化（固化）粉煤灰浆防灭火技术

一些煤矿企业和科研院所合作，对粉煤灰的物理、化学特性进行研究，认定粉煤灰作为灌浆或充填材料完全可以替代黄土是可行的，并且某些方面粉煤灰的性能还优于黄土。

阻化（固化）粉煤灰浆充填防火技术原理与泥浆、复合凝土的防火原理基本相同，所不同的是该类材料中加入的稠化剂本身就是一种很好的高分子阻化剂，其防火性能很好。

阻化（固化）粉煤灰浆的主料均为粉煤灰，辅料除高分子阻化剂相同外，其他的辅料不同，充填工艺与泥浆、复合凝土等相同。阻化（固化）粉煤灰浆都可利用矿井防灭火灌浆系统固定输送充填或在井下利用高压泥浆泵移动充填。

固化粉煤灰浆充填工艺流程如图9-2-30所示。

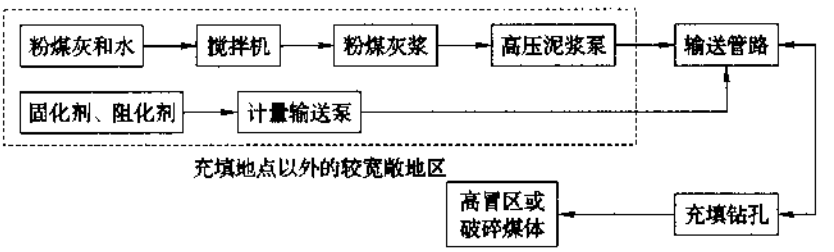


图9-2-30 固化粉煤灰浆充填工艺流程示意图

1）阻化（固化）粉煤灰浆的特点

阻化（固化）粉煤灰浆由于所用部分辅料不同，决定了它们的某些物理、化学性质也不同。阻化（固化）粉煤灰浆具有下述特点：

（1）含水量较高，且固水稳定性较好。经测试，正常情况下，其含水量达66.7%（不含粉煤灰中的水分），绝大部分为结合水。并且，这些水分全部被稠化剂所吸附固存，呈现出一定的黏度，表面张力较大，常温下散失速率较小，能长时间地与碎煤体发生毛细浸润水交换，从而可有效地延长碎煤体的自然发火期。结合水的含量与辅料的添加比例成正比。

（2）析水性差，风化速度较慢。因阻化粉煤灰浆中的水分大部分呈结合水，散失时须有足够的能量来克服表面张力。将试样以10mm的厚度平铺在玻璃板上，静置于自然封闭的木盒中，5天后，水分仅散失23.42%。对处于井下环境条件下的碎煤体而言，能够满足安全防火需求。

（3）稠化时间可调，且流畅性、挂壁性好。阻化粉煤灰浆的稠化时间一般为2～8min，其稠化速度与辅料的添加比例成反比。稠化后，因其较光滑，流畅性较好，不会堵塞管路。但进入碎煤体缝隙后，因被划割，光滑性降低，能被粗糙不平的碎煤体黏附在其表面。

（4）堆垒性好，风干变形性差，复吸水性好。将稠化后的阻化粉煤灰浆用木条挑取后，随意放置在玻璃板上，它可呈53°～85°堆积。堆垒性与辅料的添加比例呈正相关关系。取试样放于自然条件下进行风干试验，风干后形状及体积变化不大，收缩率为16.98%。向风干后的试样按原比例加水后，能将全部水分很快地吸收。

2）阻化（固化）粉煤灰浆防火技术优点

（1）浆液的输送比例较大，很少发生跑漏，充填效率较高。

（2）因其中加入了固化剂，固化后的强度较大。

（3）能够适应不同的现场环境，可与生产同步进行。尤其对空间有限、作业单位较多的巷道而言，其适应现场情况的优越性十分明显。

（4）可密实充填碎煤体缝隙或冒落区，湿润碎煤体，延长其自然发火期，而且可加固破碎的巷道顶板，防止其再次大幅松动破碎而形成新的扩散漏风通道。

（5）对粉煤灰粒径的要求不严格，最大输送、压注粒径可达到8mm。同时，与压注泵配套的搅拌机设有过滤系统，不需对粉煤灰进行预先筛选，即可直接压注使用。

3）阻化（或固化）粉煤灰浆防灭火技术的不足

（1）充填前，需向井下充填地点附近预先运送粉煤灰。充填时，需人工向搅拌机中不停添加粉煤灰，这在一定程度上增大了劳动强度。

（2）受压注泵能力（$Q=5m^3/h$）的限制，充填能力相对矿井防灭火灌浆系统而言显得较小，充填效率较低。

（3）压注泵的橡胶定子容易被磨损，需定期更换。否则，无法提供足够动力。

2.2.7　氮气和二氧化碳防灭火技术

氮气和二氧化碳因化学性质不活泼，注入高温煤体或火区具有置换氧气和窒息作用，因此，在矿井煤层自燃防治应用方面不断地被推广应用。

1. 氮气防灭火技术

氮气防灭火的实质是：利用氮气的惰性，将其注入采空区或破碎煤体，在自身的扩散、弥散和外加能量场（如漏风场等）的共同作用下，冲滞于碎煤体周围而形成气－固相混合体，减少碎煤体周边的O_2含量，阻止或延长煤的氧化性能。此外，可升高碎煤体周边的压力，控制漏风量，减弱O_2的供给量。并且，注入的N_2温度较低，可起到吸热降温作用，抑制碎煤体氧化升温速度。同时，可冲淡并降低CH_4、O_2的浓度，减小爆炸的可能性。

目前，国内外注氮防灭火的工艺主要有井上固定式、井上移动式和井下移动式。制氮能力一般在500～2000m^3/h。制氮机先后经历了变压吸附、深冷空分、碳分子筛和膜分离

4个阶段。注氮方式有开区注氮和闭区注氮两种。注氮方法有旁路式、埋管式两种，其中，埋管式又分为预埋管注氮、托管注氮、钻孔注氮等。注氮模式有连续注氮和间歇注氮等。注氮时，应注意以下5个方面的问题。

1）注氮量

注氮量是最重要的注氮参数，直接决定着注氮效果。注氮量太小因达不到惰化采（老）空区气体的目的而起不到防灭火的作用；注氮量太大造成经济上的浪费。注氮量主要取决于被注地点的几何形状、氧化空间大小、裂隙情况、漏风量大小，以及气体组分等。目前注氮流量只能按待注地点的几何体积和工作面的产量、吨煤注氮量、瓦斯量、氧化带内的氧含量进行计算。

（1）按几何体积计算：

$$Q_N = kV \times 1.03 \tag{9-2-7}$$

式中 Q_N——注氮流量，m^3/min；

k——富余系数，一般取 $k=1.2$；

V——待注地点的几何体积，m^3；

1.03——膨胀系数。

（2）按产量计算：

该法计算的实质是在单位时间内的注氮充满采煤所形成的空间，使氧气浓度下降到惰化指标以下，其经验计算公式为

$$Q_N = (A/1440\rho t\eta_1\eta_2) \cdot (C_1/C_2 - 1) \tag{9-2-8}$$

式中 Q_N——注氮流量，m^3/min；

A——年产量，t；

ρ——煤的密度，t/m^3；

t——年工作日，取300天；

η_1——管路的输氮效率，%；

η_2——采空区注氮效率，%；

C_1——空气中的氧含量，取 $C_1=20.8\%$；

C_2——采空区防火惰化指标，取 $C_2=7\%$。

（3）按吨煤注氮量计算：

该方法是指采煤工作面每采出1t煤所需的防火注氮量。根据国内外的经验，每吨煤需5m^3氮气量，其计算公式为

$$Q_N = 5AK/300 \times 60 \times 24 \tag{9-2-9}$$

式中 Q_N——注氮流量，m^3/min；

A——年产量，t；

K——工作面采出率。

（4）按瓦斯量计算：

$$Q_N = Q_0C/(10 - C) \tag{9-2-10}$$

式中 Q_N——注氮流量，m^3/min；

Q_0——采煤工作面通风量，m^3/min；

C——工作面回风流中的瓦斯浓度，%。

（5）按采空区氧化带氧含量计算：

该方法的实质是将采空区氧化带内的原始氧含量降到防火惰化指标以下，其计算公式为

$$Q_N = (C_1 - C_2)Q_V/(C_N + C_2 - 1) \qquad (9-2-11)$$

式中　Q_N——注氮流量，m^3/min；

Q_V——采空区氧化带的漏风量，m^3/min；

C_1——采空区氧化带内原始氧含量（取平均值）；

C_2——注氮防火惰化指标，取 $C_2 = 7\%$；

C_N——注入氮气的纯度。

分别计算后，选取以上计算结果的最大值，再结合具体情况考虑 1.2 ~ 1.5 的安全备用系数，即为采空区防火注氮时的最大注氮流量。

2）注氮方式

注氮方式的选择合理与否不仅决定氮气在采（老）空区中的分布状况，而且关系注氮效果和经济费用。选择注氮方式时，应根据采（老）空区的状态（开区或密闭区）、漏风源的位置及其分布等因素，充分借助于注氮正压或其与漏风压力的共同作用，保证注入的氮气能够持续扩散且形成全方位的氮气惰化带，从而达到有效防火或抑爆的目的。

封闭区注氮（即闭区注氮）的方式选择较容易，往往采用与采后密闭注浆相同的方式向密闭区内注氮。而回采工作面采空区注氮（开区注氮），由于其采空区处于不断变化之中，漏风源分布复杂，选择合适的注氮方式比较麻烦。尤其是无煤柱或分层开采的工作面，极易存在多处漏风通道，选择注氮方式时，应摸清主、次漏风通道再选定。一般情况下，回采工作面采空区外部没有明显的漏风通道时，常采用埋管式注氮，氮气释放口沿工作面进风巷设置在距工作面 20m、距巷道底板 500mm 处的采空区中。注氮管的布置方法常采用预埋管路和绞车拖移管路，有时也采取施打钻孔注氮。回采工作面采空区外部存在明显的漏风通道时，常采取旁路式或旁路式与埋管式联合注氮。

3）固氮技术

注氮防灭火的关键是保证氮气尽可能地滞留在采空区氧化带中，以降低氧含量而使其中的浮煤处于惰化状态。回采工作面采空区常常采用适度均压和及时封堵漏风源、汇联合抑漏固氮，效果较好。均压时，由于工作面仍处于正常回采状态，需保证安全供风量，所以常采取在回风巷设置调节风门的方式均压。封堵采空区漏风源和汇常采用编织袋装碎煤，在进、回风隅角处靠采空区侧建能封闭全断面的密闭墙进行外部封堵后，再分别向墙里压注胶体泥浆进行内部充填封堵。

4）氮气纯度

若氮气纯度达不到规定，难以发挥氮气的惰化作用，反而有可能造成助燃发火事故。因此，《煤矿安全规程》第二百三十八条规定注入氮气的浓度不小于 97% 和氮气源应稳定可靠。为保证注入氮气的纯度，每次开始注氮时，应在采空区附近注氮管预设的三通闸门处进行排空，经检测确认氮气纯度超过 97% 后再向采空区灌注。正常注氮期间，每 3 天应利用氧气检测管在采空区附近预设的三通闸门处至少间接测定 1 次氮气的浓度。若装备有气相色谱分析仪或束管监测系统，每周应至少对采空区进行取样或利用采空区预埋的束

管抽样分析一次。一旦发现氮气纯度低于97%，应停止注氮待处理好后再注。

5）安全防护

氮气虽然无毒，但有窒息性，因此，注氮时对工作场所的安全氧含量和安全供风量应进行明确规定，而目前国内对此尚无明确的规定指标，根据德、法两国关于注氮点作业场所的安全氧含量分别不低于18%和18.5%的规定，从安全可靠性方面考虑，我国将该指标暂定为18.5%。对于正常通风的巷道或工作面，氮气泄漏将导致工作场所风流中的氧含量降低，其降低值可根据下式计算：

$$C_2 \geqslant \frac{C_1 Q_0 + Q_N(1 - C_N)}{Q_0 + Q_N} \tag{9-2-12}$$

工作场所的安全供风量应满足下式要求：

$$Q_0 \geqslant \frac{Q_N(C_N + C_1 - 1)}{C_1 - C_2} \tag{9-2-13}$$

式中 Q_N——最大氮气泄漏量，m^3/min；

Q_0——工作场所的安全供风量，m^3/min；

C_1——工作面或巷道中的原始含氧量，一般取 $C_1 = 20.8\%$；

C_2——工作场所的安全氧含量指标，取 $C_2 = 18.5\%$；

C_N——泄漏氮气的氮气纯度，%。

只要工作场所的安全供风量小于工作场所的供风量，就认为是安全的。并且，回采工作面正常注氮期间，除在回风隅角处设置氧气传感器适时检测监控外，每班可由瓦斯检查员利用氧气检知管分别对工作面回风隅角、回风流等处的氧气浓度进行巡检，以确保整个工作面空间中的氧气 O_2 浓度均不低于18%。

2. 二氧化碳防灭火技术

1）灭火原理

由于二氧化碳是一种窒息性气体，注入火区后可降低氧含量，使火区因缺氧而窒息。二氧化碳比空气的密度大，在熄灭底部的火时，可快速沉入底部挤出氧气形成致密保护层和堆积层。煤具有在低温下对二氧化碳吸附的特性，吸附于煤体的二氧化碳对煤起到阻化作用，防灭火效果好。

气态二氧化碳相对于空气的相对密度为1.529，密度为1.976kg/m³（0℃、1个大气压），-20℃时液体二氧化碳的密度是1.01kg/L，在15℃、1个大气压下1.56L液体二氧化碳可气化成1m³气体，体积膨胀约640倍。

液态二氧化碳转换气体及固态二氧化碳升华时都吸收大量的热，井下管路常温是25℃左右，输入-20℃的二氧化碳后温度降低45℃，管路将收缩，经计算，温度降低45℃，350m长的管约收缩157mm，如此的伸缩量井筒及钻孔中的管路难以承受，极有可能被拉断，因此液态二氧化碳不能直接通过注浆管路输送。

EDM1000二氧化碳惰性防灭火装置（系统）是把液态二氧化碳转换控制与安全释放的防灭火装备，该装备将液态的二氧化碳转换成5~10℃气态二氧化碳，通过注浆管路输入采空区灭火，减少氧含量，降低燃烧速度和燃烧火势，以达到灭火的目的或减少爆炸危险性。

该装置具有以下特点：

（1）气体纯度高，CO_2 浓度达100%，不含氧气，有利于火区气体的惰化。

（2）安全性可靠性高。避免了浓硫酸和碳酸氢铵等反应产生的 CO_2 只能达到 98% 的缺点和因反应不充分造成气体酸雾对环境的影响和对人的不安全性，同时还避免了对管道的腐蚀。

（3）避免了浓硫酸矿井上下运输容易产生的次生事故。设备的气体温度低（出口温度 5～10℃），到达放置地点继续升温，升温过程大量吸收热量。

（4）气体比重大，沉积在底部形成隔离层，能有效地隔离煤体的氧气；同时，沉积形成的致密保护层和堆积层，能熄灭火源或阻止其进一步氧化。

（5）组合式结构，气体产量多，最小可达 1000m³/h 能快速发挥防治自然发火的作用。

2）灭火工艺

EDM1000 二氧化碳惰性灭火装置（系统）将槽车的液态二氧化碳通过转换器加热后流入 CO_2 缓冲罐，通过集中控制柜和注浆管路向工作面采空区等火区位置输送。液态二氧化碳转换控制与安全释放防灭火技术工艺简图如图 9－2－31 所示。

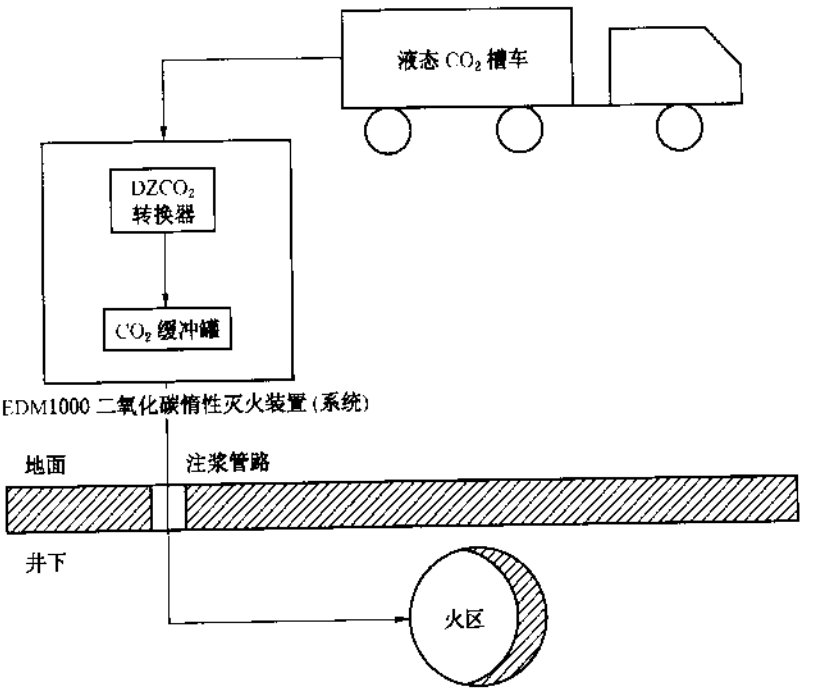


图 9－2－31　液态二氧化碳转换控制与安全释放防灭火技术工艺简图

2.2.8　三相泡沫防灭火技术

目前，国内外广泛采用的灌浆（包括粉煤灰浆等）、注凝胶、注惰气、喷涂泡沫树脂等防灭火技术对防治煤层自然发火起到了重要作用，但由于它们大多属于单相或两相混合体，综合防灭火效能不够完善。同时，黄泥灌浆消耗大量的耕地资源，与国家的土地政策不相适应；水玻璃－氨盐凝胶产生大量的有毒有害气体，严重污染井下环境；高分子胶体防火成本高，不利于矿井高产高效建设；泡沫树脂不仅成本高，而且工艺复杂；惰气易随风扩散逃逸，不易滞留在被惰化区内。为充分综合发挥固、液、气的防灭火效能，中国矿

业大学研制出了三相泡沫防治煤炭自然发火新技术及与之相配套的装置，先后在枣庄柴里矿和新安矿、铁法大兴矿、石嘴山白芨沟矿和乌兰矿、义马耿村矿等10多个矿井进行了推广应用，均取得了很好的灭火效果。

2.2.8.1 三相泡沫组成及防灭火原理

三相泡沫主要是由惰性气体（氮气）、固态不燃物（粉煤灰或黄泥等）、液态的水和适量的发泡剂、稳泡剂等组成具有一定分散体系和黏度的混合体。它充分利用粉煤灰或黄泥的覆盖性、氮气的窒息性和水的吸热降温性进行防灭火，即集固、液、气三相材料的防灭火性能于一体，大大提高了防灭火效率。

与现用的防灭火技术和材料相比，三相泡沫防灭火兼有一般注浆防灭火和惰气泡沫防灭火的优点。粉煤灰或黄泥浆注入氮气发泡后形成三相泡沫，体积大幅增大，在采空区或破碎、高冒区中呈三维状向周围运移堆积，对破碎的煤体均能有效地包裹、覆盖，避免了普通注浆时浆水易沿阻力小的通道流失（拉沟现象）而存在防治死角的现象。注入采空区的氮气被封装在泡沫中，不仅能较长时间地滞留在采空区，而且随泡沫一起充填煤体缝隙。泡沫破灭后释放出的氮气，充分发挥其惰化、抑爆作用。粉煤灰或黄泥等固态物质是组成三相泡沫面膜的一部分，可在较长时间内保持泡沫的稳定性，即使泡沫破了，具有一定黏度的粉煤灰或黄泥仍可较均匀地包裹覆盖破碎煤体，持久有效地阻碍煤对氧的吸附，防止煤的氧化，遏制煤自燃的进程。总而言之，三相泡沫具有降温、阻化、惰化、抑爆等综合防灭火性能。

2.2.8.2 发泡机理

在粉煤灰或黄泥浆中加入发泡剂后，发泡剂一方面降低了浆液的表面张力，使之形成泡沫；另一方面粉煤灰（或黄泥）颗粒由亲水性变成疏水性，黏附在气泡壁上。浆液通过发泡器后物理发泡，发泡器本身不需要任何动力装置，仅利用浆体的能量，在发泡器和集流器之间的旋转斜面上，形成湍流涡流，使气－液－固充分混合。由于泥浆和气体具有较高的动能，混合后在低压区造成能量过剩，过剩的能量对三相混合液做功。同时由于表面活性剂的存在，形成了大量的具有三相介质的泡沫群体。泡沫泥浆（或粉煤灰浆）再被旋转叶轮进一步泡沫细化后，从而形成了均匀致密细腻的三相泡沫。

2.2.8.3 灌注工艺

三相泡沫的灌注工艺有地面固定式和井下移动式两种。

1. 地面固定式三相泡沫灌注工艺流程

在矿井防灭火灌浆系统的地面制浆站中，将一定比例的水和黄泥或粉煤灰混合搅拌制成黄泥浆或粉煤灰浆后，向其中加入适量的稳泡剂，通过渣浆泵或有一定高差的流道输送到注浆管路中，发泡剂通过定量螺杆泵被加入到注浆管路中，浆液与发泡剂在流动的混合器（矿井防灭火灌浆系统地面的输浆管路）中混合后进入发泡器，氮气经发泡器上的三通进入发泡器，与含有发泡剂的黄泥浆（或粉煤灰浆）相互作用产生出三相泡沫，在渣浆泵动力和重力的联合作用或重力的作用下经矿井防灭火输浆管路或钻孔而到达井下待灌注的区域进行防灭火。地面固定式三相泡沫灌注工艺流程如图9－2－32所示。

地面固定式三相泡沫灌注工艺具有下述特点：

（1）灌注流量大，适用于井下大量灌注。尤其适用于扑灭矿井内发生的大面积火灾，控制或扑灭火区迅速，效果显著。

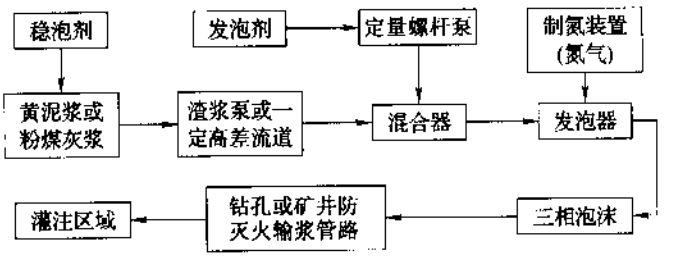


图9-2-32　地面固定式三相泡沫灌注工艺流程图

(2) 浆液和发泡剂均在地面制浆车间制成后进行混合，不需向井下运送三相泡沫材料，不仅运输强度小，而且压注前的准备时间较短，便于应急快速灌注防灭火。

2. 井下移动式三相泡沫灌注工艺流程

粉煤灰或黄土与水按一定比例混合搅拌后，利用井下灌注区附近宽敞巷道中移动式高压泥浆泵，将制成的粉煤灰或黄泥浆泵入输浆管路；同时，发泡剂经计量螺杆泵输送输浆管路，两者在流动过程中进行充分混合，到达灌注地点附近的发泡器时，与在该处注入的氮气相互作用而产生出三相泡沫，在注浆泵动力和重力的共同作用下，经预先施工的钻孔注入待灌注地点实施防灭火。井下移动式三相泡沫灌注工艺流程如图9-2-33所示。

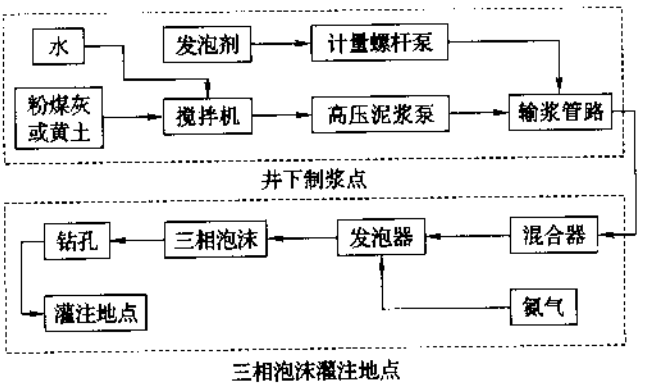


图9-2-33　井下移动式三相泡沫灌注工艺流程图

井下移动式三相泡沫灌注工艺的特点：

(1) 灵活性较强，可根据井下局部地区防灭火的需要随机移动。尤其适用于灌浆管路已撤除的边远老巷等处防灭火。

(2) 灌注前需向井下运输粉煤灰等制浆材料和发泡剂，准备时间长，劳动强度大。并且，受高压泥浆泵流量的限制，灌注流量不大，一般为5~8m^3/h，不利于井下快速防灭火。

(3) 由于制浆泵的压力达到5MPa，输送距离可达1km。特别是用于矿压显现剧烈、灌浆管路无法正常应用的回采工作面“两道”巷顶或局部采空区防火，效果明显。

随着灌注方式的不同，三相泡沫的灌注参数也存在差异。地面固定式灌注系统和井下移动式灌注系统的主要灌注技术参数见表9-2-8。

表 9-2-8 三相泡沫灌注技术参数表

类 别	制浆量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	土水比	氮气流量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	发泡倍数	发泡剂消耗量/($t \cdot h^{-1}$)	备 注
地面固定式	20~30	1:4	600	≥30	0.06	
井下移动式	5	1:3	350	≥25	0.014	

2.2.8.4 三相泡沫防灭火技术特点

(1) 三相泡沫的扩散渗透性较强，能够对高冒区出现的隐蔽性自燃隐患进行快速有效治理。

(2) 三相泡沫泄漏破灭后出水量低，对底板松软巷道的浸泡程度轻，不会加速巷道的底鼓变形。

(3) 用于巷顶灌注时，应对巷顶进行表面封闭。否则，泄漏量较大。同时，发泡剂的添加量应根据浆液的浓度和压力合理确定，以保证成泡细腻均匀。

2.2.9 发火区域判定技术

目前，各个生产矿井已装备完善了安全生产监测监控系统，对矿井发生的外源火灾基本能够及时准确地判定。但煤层自燃火灾发火区域隐蔽、影响因素繁多，火源位置较难判定。由矿井煤层自然发火的统计结果表明，煤矿井下最易出现自燃的地点有两类：一是煤层巷道存在局部压力差且达到一定厚度的松散煤体，尤其是巷道的顶煤；二是回采工作面进风段架后采空区遗留的厚度适中的松散煤体。其中，煤巷易自燃点又可分为通风巷道自燃点和封闭巷道自燃点；采空区易自燃点可分为回采工作面自燃点和已采工作面采空区自燃点。

2.2.9.1 巷道周边破碎煤体自燃区域判定

巷道周围松碎煤体发生自燃必须满足 3 个条件：煤体足够破碎、呈多样粒度堆积且厚度足够、漏风供氧条件良好。判定巷道周围松散煤体自燃区域时，可根据以下 4 个方面综合进行：

(1) 查看巷道周围松散煤体的破碎程度和发育范围，沿风流的方向查看煤炭的破碎堆积情况。煤体的破碎程度和发育范围常根据其流变量和碎胀系数来判定。

(2) 查看巷道附近是否有引起向松散煤体连续漏风供氧的足够动力源存在，如巷道变坡转向、巷中放置有较大的设备或材料、巷顶起伏程度较大以及巷道断面发生较大变化等。

(3) 巷道周围松碎煤体发火冒烟后，在查清烟雾和高浓度 CO 气体涌出范围的前提下，可根据松动破碎情况，逆着风流方向在局部阻力源附近不出烟的地方（即上风侧）和煤体流变量超过 500mm 处进行查找。若巷顶存在长度较大的冒落空洞区，其周边的浮煤体发火后产生的烟气在“热浮力”的作用下，上升到空洞区的顶部后便产生涡流或层流，使巷顶大面积溢出烟雾。此时，发火点位置大多在空洞区两侧（顺巷道方向）的破碎煤壁中。

(4) 若是封闭巷道周围的煤体发火时，火点位置大多位于密闭墙里侧附近。

不同巷道周围松散煤体易发火区域多发生在漏风扩散段，具体位置如图 9-2-34 所示。

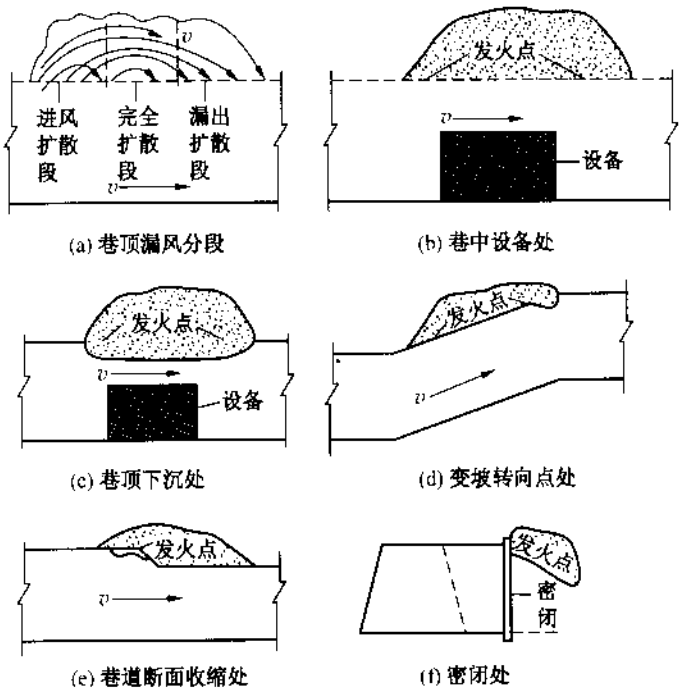


图9-2-34　巷道易发火区域示意图

2.2.9.2　采空区浮煤自燃区域判定

判定采空区浮煤自燃区域时，除应掌握相关的理论外，还必须掌握现场实际条件下的采空区浮煤破碎程度、堆积厚度和状态、采空区漏风程度及规律、工作面推进度、CO气体的扩散范围、所采取防治措施的可靠性等。义煤集团多年来对不同回采工艺工作面采空区发火统计表明：正常推进且采取一定防治措施的工作面采空区发火几率很小。采空区浮煤自燃多发生在以下4种情况：

(1) 工作面推进速度缓慢或因种种原因长时停滞不前，且管理不当或所采取措施保障性不高。

(2) 上下隅角巷顶的高温点或火点遗入采空区后处理不及时。

(3) 工作面安装期间切眼巷顶煤层自燃隐患处理不彻底、试采期间自燃外部征兆不明显，尤其是切眼顶煤中的高位自燃隐患点，造成采空区发火的危险性极大。

(4) 工作面撤除期间或跨越顶分层终采线时，一是工作面停滞不前，使架后附近采空区的浮煤有较充分的氧化时间，若处置不当则很可能造成自然发火；二是跨越顶分层回采时，在超前回采动压的作用下，顶分层终采线与工作面之间极有可能形成复杂的并联漏风系统，若检测或处理不及时，其中遗留的浮煤容易发生氧化蓄热自燃。随着工作面的不断推进前移，向顶分层终采线内的漏风量逐渐增大，从而为遗留浮煤体的氧化进程加快创造了便利条件。工作面采过顶分层终采线后，其中的高温煤体落入回采工作面采空区，疏松程度增大，供氧充足，自然发火的可能性较大。一旦采空区浮煤发火，持续时间长，损失严重，处理相当困难，因此，采空区自燃区域的判定显得十分重要。

判定采空区浮煤自燃或危险性自燃隐患区域时，由于受矿压不断蠕性变化的影响，其中的浮煤堆积厚度、破碎粒度、裂隙率和漏风强度也随之呈现出动态变化。加之工作面通风条件和开采活动经常处于一定范围内的动态变化之中，造成采空区的漏风状态和强度、氧浓度分布状态、煤体的温度等都随之变化不定，致使采空区高温区域的外部征兆也处于动态变化状态，相对于巷道而言，判定的准确性较低，往往只能判定其大致范围。

在现场判定过程中，除根据相关的理论之外，若能很好地掌握工作面一定时期内的各种回采、自燃隐患、通风等情况，进行综合分析后，也能够进行比较准确的判定。义马矿区对采空区浮煤自然发火的情况进行总结分析，认为采空区遗煤容易发火的区域：①进风隅角附近；②浮煤厚度超过0.8m，且位于工作面1/8～1/6斜长的下部架后采空区漏入风量的进风扩散段；③下分层工作面跨顶分层未塌实老巷回采时，老巷所对应的本分层采空区附近；④受局部通风巷道布置方式的影响，停采工作面局部支架附近的风流因发生转向而造成架后采空区的漏风流发生“涡流”，且持续时间超过煤层自然发火期的地点。

2.2.10 火区管理与启封

2.2.10.1 火区封闭

封闭火区适宜于不能直接灭火或直接灭火无效，且火势猛、火区范围大的井下火灾。根据封闭区域的不同，可分为全矿井封闭、采区封闭、采掘面封闭和巷道封闭4种。矿井煤层自然发火最常用的是封闭采掘工作面和巷道，有时也封闭采区，封闭全矿井的很少。封闭火区时，给安全造成的最大威胁是封闭区爆炸性气体的形成和引爆，因此应立足一个“早”字，遵循“小、少、快”3个原则，即封闭范围应尽可能的小，建立隔离火区密闭墙的个数应最少，防火墙施工应快。

封闭火区时，根据火区内瓦斯积聚产生的可能性，可分为通风封闭和注惰气封闭两种。具体选用何种封闭方法，应根据火区范围、火势大小、主要燃烧形式、瓦斯大小和积聚速度、火区可燃性混合气体达到爆炸的最短时间和氧气浓度降到使爆炸性气体失爆的时间等因素综合分析判定，本着“最安全和最快”的原则合理选择。

1. 通风封闭火区

通风封闭火区就是在保持火区通风的前提下，同步构筑进、回风侧的密闭墙而封闭火区，以最大限度地稀释和排除火区瓦斯，防止瓦斯高浓度积聚等现象发生。该方法封闭火区时，随着火区瓦斯浓度的积聚及瓦斯与其他热解的爆炸性气体混合，受热风压扩散运动或炽热碎煤体掉落的影响，一是有可能使瓦斯或与其他爆炸性混合气体发生逆转而流向火区而发生爆炸；二是炽热碎煤体掉落时恰好经过火区下方积聚的高浓度瓦斯而引发爆炸，尤其是对瓦斯矿井而言，危险性更大。因此封闭火区时，应有步骤地尽快同时封闭火区。封闭时，以最快的速度先同步在火区的进、回风侧构建防爆密闭墙，但暂不闭严，待两道墙基本建好后同时接顶封闭。封闭后，应立即撤出人员，并及时调整通风系统，使火区所处分支短路泄压，防止向火区继续漏风供氧。稳定至少24h后，再构建永久密闭墙进行彻底封闭。

2. 注惰封闭火区

注惰封闭火区就是在封闭火区的同时，向其中连续不断的注入大量惰性气体，冲淡氧气浓度，使瓦斯或与其他的爆炸性混合气体失爆，并加快火区熄灭速度。该方法是一种联合灭火法，也是最安全、有效的方法之一，常用于火势较大的高瓦斯采掘面或巷道火区封闭。

密闭可分为临时密闭、永久密闭和防爆密闭3类。临时密闭有木板墙、聚氨酯泡沫墙、气垛墙、掺有高分子有机材料的碎煤袋墙等。永久密闭有木段墙、砖墙、料石墙等。防爆密闭主要是沙袋墙和石膏墙等。义马矿区所用的密闭墙见表9-2-9。

表9-2-9　义马矿区火区密闭墙

类　别	临　时　密　闭	永久密闭	防爆密闭
名　称	木板墙、聚氨酯泡沫墙、高分子碎煤袋墙	木段墙、砖墙	沙袋墙
技术要求	墙体厚度≥500mm	墙体厚度≥800mm	墙体厚度≥1500mm

防火密闭位置应按如下原则确定：封闭范围最小，数量最少，有利于快速建造，其前后5m内围岩稳定、支护完好、巷道断面小，距巷道交叉口近、行人运料方便等。封闭采煤工作面火区时：①若火区位于进风巷，进风侧密闭墙应尽可能地靠近火区，而回风侧的应距火源保持一定的距离。②若火区位于回风巷，进风侧密闭墙应尽可能靠近工作面，回风侧的密闭墙应在火区以外，且与火距保持一定距离。③若火区位于工作面内，应根据火灾发展情况、进回风巷顶煤自燃情况以及烟雾和温度情况，合理地在进回风巷选择构筑位置。建墙过程中的注意事项：

（1）若矿井主要通风机停转，且火区通风分支风速大幅降低甚至无风时，必须立即撤出人员。

（2）风速是否稳定，一旦发现烟流严重滚退逆转到闭墙处时，应立即停止建墙并将人员撤到安全地点。

（3）必须在密闭墙的上部留设观测孔、测压孔、注浆孔等。墙建好后，将在墙上悬挂U形水柱计与测压孔连通，以便观测闭墙的严密性。

2.2.10.2　火区管理

防火密闭建成后，维持密闭墙的严密性，杜绝封闭火区发生任何形式、任何强度的漏风供氧，促进火区快速熄灭。与此同时，缩短封闭期并尽快启封，对减轻矿井火灾损失意义巨大。但火区封闭期间，受大气压力的变化、矿山压力的显现、通风系统的调整和密闭墙质量等因素影响，极易向火区漏风而出现“火区呼吸”现象，这对火区快速熄灭十分不利。因此，加强对密闭火区内外气体、压差的变化监控和密闭墙质量的维护，以及通风系统的及时适度调整，对加快火区熄灭显得十分重要。

火区封闭后，燃烧不会立刻终止。若密闭墙保持严密无漏风时，随着风流携带散热作用的减弱或消失，封闭区内的温度依然会升高，各种气体分子的热运动加剧，造成封闭区内的压力增大，对外呈现出具有一定能量的“正压”状态。随着封闭区内的氧逐渐消耗而减少，热对流和热辐射作用缓慢地由强变弱，最后趋于平衡、消失。但是，密闭中的压力随温度的升高而逐渐增大，达到一定程度后，随着燃烧慢慢终止和热量的散失，压力也随温度的降低而开始逐渐缓慢减小，相对于外部表现的“正压”作用也随之减弱。具体的变化趋势如图9-2-35所示。

火区封闭后，必须加强日常管理。一旦发现封闭区漏风时，应立即采取可靠的措施进行治理。管理火区时，应做好以下工作：

（1）建立火区管理卡片，内容包括：火区登记表、防火墙记录表、火区注惰或灌浆记录表等。

（2）绘制火区关系位置图，并在图上标明发火地点、时间及性质。

（3）建立火区管理台账，内容包括火区地质、开采情况、火区范围及所采取的灭火措施等。

（4）建立专门的火区观测记录，如密闭墙内外压差、气体浓度、温度和密闭墙完好状况、定期分析判定结果等。

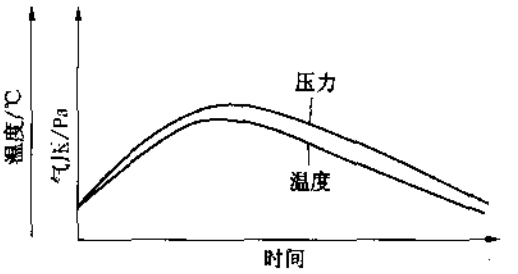


图9-2-35 封闭火区温度、压力变化趋势图

（5）对密闭墙以及墙前巷道进行喷浆堵漏风，墙内压注浆体。

2.2.10.3 火区启封

1. 火区启封的条件

启封火区是一项十分严肃和危险的工作，《煤矿安全规程》对火区的启封条件做了明确的规定：

（1）火区内的空气温度下降到30℃以下，或与火灾发生前该区的日常空气温度相同。

（2）火区内空气中的氧气浓度降到5.0%以下。

（3）火区内空气中不含有乙烯、乙炔，一氧化碳浓度在封闭期间内逐渐下降，并稳定在0.001%以下。

（4）火区的出水温度低于25℃，或与火灾发生前该区的日常出水温度相同。

上述4项指标持续稳定的时间在1个月以上。

2. 火区启封前侦查

经分析判定火区已熄灭即将启封时，应先进行火区侦查，以便较准确地了解火区燃烧实情，再次验证安全启封条件是否可靠。侦查时应遵循以下原则：

（1）侦查工作必须由救护队员严格按照《煤矿救护规程》和《煤矿安全规程》的要求进行。

（2）具体侦查前，必须重新全面检查一遍火区密闭墙的严密性，并在侦查入口密闭墙以外的合适位置建造一道风门或全断面风布挡风墙。若闭墙严密性不好时，必须重新处理达标，且至少稳定3天后再进行。

（3）侦查期间，应尽可能地维持火区系统原状，且火区附近的并联分支和矿井的通风系统应保持稳定，以防止火区系统发生大的改变。

（4）侦查路线应选择最短的、畅通的，并且侦查地点选择内外压差相对较小的密闭处。侦查后确认火区相对安全，具体的启封方法应根据侦查结果选定。

3. 火区启封方法

常用的火区启封方法有通风启封火区法和锁风启封火区法两种。

1）通风启封火区法

通风启封火区法是基于火区完全熄灭判定之上的一种最迅速、最方便、最安全和最经济的方法。若对火区熄灭判定不十分准确而采用该方法时，可能会造成火区复燃、火势扩

大甚至爆炸事故，从而演成为最缓慢、最困难、最危险和最不经济的方法。它可以用于全矿井地面封闭火区的启封，也可用于井下局部火区的启封。但用于启封井下局部封闭火区时，只能用于火区范围小、着火带附近无顶板大量垮塌，且火区内可燃气体浓度低于爆炸界限以下的情况。该方法的启封操作步骤比较简单，具体为：

（1）确定有害气体的排放路线，切断排放回风流经过巷道中所有电气设备的电源，撤出排放回风流中所有的人员，并在各个入口的安全地点设专人把守警戒，防止人员进入。

（2）由救护队员先将出风侧闭墙“由小到大”逐渐地全部打开，稳定一定时间后，再打进风侧的密闭墙。稳定时间的长短应根据出风侧密闭墙打开后扩散出的气体浓度而定。

（3）打开进风侧闭墙时，应先打开一个小口（一般为 400mm × 400mm），严格控制回风流中的有害气体浓度，使其符合《煤矿安全规程》的相关规定后，逐渐全部打开。打完后，操作人员应撤离现场 1 ~ 2h，再进入火区开展工作。

（4）整个启封排放过程中，应注意检查气体，尤其是 CO_2，以防止火区下部积聚的 CO_2 逆风流流动而造成危害。火区的通风排放时间，可用下述公式粗略计算：

$$T = \frac{VM}{Q} \cdot \ln \frac{C_1}{C_t} \tag{9-2-14}$$

$$Q > \frac{MG}{C_t}$$

式中　T——某种气体浓度由 C_1 达到 C_t 所需的时间，min；

C_1——密闭内某气体的初浓度，%；

C_t——要求达到的浓度，%；

V——封闭火区的体积，m^3；

Q——通风风量，$Q > MG/C_t$ 的物理意义为通风风量应大于将煤层中涌出某气体稀释至浓度 C_t 所需的风量，m^3/min；

G——某气体在火区的涌出量，m^3/min；

M——环境条件变化参数，随可燃气体成层条件和瓦斯涌出量的变化而改变。$M = 1$ 表示该气体密度与空气、氮气相似，不易形成可燃气体层，如 CO；$M = 2$ 表示该气体为瓦斯，通风风速 v 大于成层可燃气体层消散的最小风速 v_{in}；$M = 3$ 表示该气体为瓦斯，$v > 18m/min$，但 v 小于 $M = 2$ 所要求的风速；$M = 4$，表示 CO_2 浓度 $> 4\%$ 或者 $v < 18m/min$。

通风启封火区法常用于全风压通风巷道火区的启封。据统计，用于单分支巷道火区的启封成功率达到 98.27%；用于两条并联或超过两条并联分支巷道交汇点处火区的启封成功率也超过 95%。

2）锁风启封火区法

锁风启封火区法就是沿着原封闭区的巷道，由外向火源处逐段移动密闭位置，逐渐缩小火区范围，最后在封闭状况下进入着火带而实现火区全部启封的方法。该方法适用于火区范围大、发火位置隐蔽难以确认火源是否完全熄灭，或有高瓦斯涌出的火区等。煤矿井下该方法常用于采煤工作面和巷道大范围高顶火区等的启封。

利用该方法启封火区时，由于打开原防火墙时新鲜空气的进入，不可避免地增加了原封闭区内的氧浓度，可能形成爆炸性混合气体；并且，大气压力降低时，封闭区内的有害

气体涌出可能威胁锁风作业人员的安全。因此，应密切注意检测可能存在的危险，并及时选好锁风密闭的位置。锁风密闭常选在火区进风巷侧原防火墙以外 5～6m 处，并采用留设有风门的密闭。锁风启封时，应按以下步骤操作：

（1）在距锁风密闭最近的新鲜风流巷道中设置指挥及应急基地，并按审批措施的要求做好人员的具体分工。

（2）建造留设便于进出风门的密闭时，应尽可能地预留 5～6m 的空间，以便于储备应急用的材料和提供较好的人员作业环境。

（3）救护队员进入新建的临时密闭，关好风门后，在原防火墙上打开便于人员通行的一个缺口，并悬挂好风帘遮住缺口，形成锁风室。防火墙扒下的材料必须靠巷帮堆放整齐，确保道路畅通。

（4）救护队员进入原防火墙内，根据救护队员作业时间、作业内容、与井下火区附近基地保持联系的能力和火区内的状况等因素，合理地进行侦查和选择下一道锁风密闭的建造位置。侦查内容包括：巷道支护安全有效状况、巷道环境，气体成分、温度、压力，并取定气样，确定下一道临时密闭的建造位置和构筑材料，有效地处理可能的可燃物，以及用安全合理快速的方式封闭未侦查区域。侦查工作必须谨慎全面，严禁单人行动，且火区内的各条巷道都必须进行侦查。

（5）救护队员在下一道锁风密闭处构建好新的带风门密闭后，可撤除两道锁风密闭间的原防火墙：打开原锁风密闭风门，开始向里逐渐接风筒适量供风，缓慢排放进行启封。启封排放时，必须先分析火区回风系统是否需要调整及其调整后的安全程度等。若启封区内有多条相连通的巷道时，应考虑使新鲜风流能够经过相应区域。

（6）启封区排放后，应立即组织力量实施全面洒水等预防降温措施。如此反复，直至火区全部启封完毕。在整个启封过程中，必须确保下一段被封闭的火区始终处于封闭隔离状态。

锁风启封火区的过程中，为防止大量氧气流入封闭区后，大量的有害气体流出而发生爆炸，必须对封闭区内的气体连续检测。检测时，因各种电子检测仪器在缺氧和高温条件下，可能出现较大误差或失效现象而造成数据失真，所以应根据下列现象对发生爆炸的可能性和启封的安全性进行判断：①密闭内气流是否稳定，若压力发生波动，出现“呼吸”现象造成风流方向变化频繁时，则有应预警爆炸的可能性。②CO 呈连续增大趋势或烟雾增加，应预警火势发展或复燃的可能性。出现第一种情况时，应立即中断启封撤出人员，对启封区进行快速封闭。对于第二种情况，应尽可能地找出燃烧点进行直接灭火，控制发展趋势后再正常启封。否则，应进行再次封闭。

锁风法启封采空区发火采煤工作面封闭火区的效果明显，成功率达到 98% 以上。

2.3 通风防灭火管理

2.3.1 通风防灭火管理

2.3.1.1 矿井通风系统管理

矿井通风系统是否合理、稳定、可靠对减小煤层自然发火几率及控制火灾事故作用重大，它主要表现在以下几个方面：

（1）矿井通风负压尽可能小。通风负压小，能降低采空区、煤柱、矿井周边小煤窑、

风门等处的漏风量，减少煤层自然发火的几率。

（2）通风设施（如风门、调节风窗、密闭等）的位置应尽可能地选择在对煤层自然发火影响较小的地点。

（3）简化通风系统。减少无效巷道工程的施工，对长期废弃的巷道要及时封闭；减少通风设施（主要指风门、调节风窗）的数量；尽可能地减少角联通风系统巷道的存在；对不合理的通风系统必须及时进行改造，提高矿井通风系统的稳定性和抗灾能力。

2.3.1.2　防灭火系统和设施的管理

（1）在矿井、采区、工作面设计中，必须按照预防自然发火和应急灾害处理时的需要进行防灭火系统设计。

（2）防灭火系统的数量、能力必须满足矿井防灭火工作的需要，并能覆盖矿井所有可能发火的区域。灌浆、注氮、供水防灭火系统必须可靠，并符合设计要求。

（3）防灭火系统和设施应建立台账，并绘制矿井防灭火系统图，在系统图上标注防灭火设施的位置。

（4）指定专人定期对防灭火系统和设施进行检查，发现问题，及时进行处理。

（5）现场的防灭火系统和设施应设有醒目的标志，并备有足够的防灭火材料，如促凝剂、凝胶、粉煤灰、土源、水源、阻化剂及各种管路等。

（6）建立一套完善的防灭火系统和设施管理制度及奖罚办法。

2.3.1.3　井下高温点的管理

对井下出现的高温点绝不能等闲视之，必须高度重视，加强高温点管理，及早地采取措施进行消除。对暂时难以消除的，可从以下9个方面加强管理。

（1）每班安排专人进行处理，并有救护队员现场24h值班，防止高温点发展及蔓延。

（2）定期派人检查或取气样化验分析，重点检查火区内或高温点处的CO、CH_4、O_2、C_2H_4、C_2H_2等气体浓度和空气温度，检验治理效果。

（3）现场要有完善的防灭火设施及设备，包括注浆和供水系统。

（4）要根据高温点的具体情况（高温点所处的位置、巷道之间的关系等）制定有效的自然发火治理措施，如喷浆封闭、注浆、注胶、打防火钻孔等。

（5）加强高温点的技术管理，对井下高温点要建立管理台账及卡片，定期对高温点进行分析。在通风系统图上标注高温点的位置。

（6）对井下的高温点进行治理时，能准确地判断其位置非常重要。如能准确地判断高温点的位置，可施工定位灭火钻孔，然后采取注浆、注凝胶等处理措施。

（7）处理高温点的工作人员要经常汇报现场的情况及CO气体变化，随时掌握高温点的动态，为实施每一步治理措施提供依据。

（8）在对矿井进行通风系统调整时，必须加强高温点的监测与管理，防止因调整通风系统而造成高温点火势发展。

（9）对出现的高温点必须采取有效措施，及时处理，不准任其长期存在；对一些顽固性高温点必须下大力气，采取一切措施进行彻底治理。因为任何一处高温点都是安全隐患，都可能造成大的火灾事故。

2.3.1.4　矿井防灭火的技术管理

在自然发火矿井，加强防灭火技术管理及配备较强的技术力量，对准确快速地处理自

然发火，防止自然发火事故是十分重要的。

（1）配有专业工程技术人员负责防灭火技术管理，主要进行矿井防灭火技术规划、设计；编制防灭火技术措施；对现场进行防灭火技术指导；定期检查防灭火效果；分析自然发火原因及动态；推广应用防灭火新技术、新材料、新设备；管理防灭火方面的各种图纸、有关数据记录。

（2）自然发火矿井应有以下技术资料：

① 矿井防灭火系统图，包括供水管路系统图、注浆管路系统图、注氮管路系统图、束管监测布置系统图等。

② 注浆防灭火台账及记录。

③ 防灭火设施及设备管理台账。

④ 防灭火钻孔管理台账。

⑤ 井下高温点管理台账。

⑥ 火区管理卡片及台账。

⑦ 预测预报记录与台账。

⑧ 自然发火隐患检查记录。

⑨ 自然发火事故记录及分析报告。

⑩ 矿井自然发火火灾处理应急计划和措施。

⑪ 矿井防治自然发火设计及规划。

⑫ 矿井预防自然发火管理制度及奖罚办法。

⑬ 矿井防治自然发火各级领导责任制。

⑭ 矿井自然发火各种基础资料，如煤层自然发火期、自然发火气体指标等。

⑮ 各种防治自然发火措施的实施标准及操作规程。

（3）在矿井、采区、工作面设计时，必须包含有防灭火系统设计和措施，并与工程同时施工。

（4）当出现自然发火隐患时，工程技术人员要及时到现场进行观察，分析发火原因，提出处理建议和措施。

（5）在治理自然发火时，必须加强防灭火工程质量的控制和管理，严格按技术要求进行施工，确保能准确、快速地处理自然发火。

（6）当发生自然发火事故时，要科学、迅速地调整火区通风系统，防止灾区风流紊乱及事故扩大。

（7）加强职工防灭火工作技术培训。

（8）在进行巷道设计时，对可能出现的下列几种情况必须同时设计防灭火工程，加强防灭火管理：一是穿层巷道；二是煤巷布置巷道高应力区；三是煤层巷道穿过采空区（老巷）；四是煤巷跨过进（回）风巷，可能出现漏风时；五是巷道附近存在不明小煤窑；六是煤巷穿过地质构造带（如断层、褶曲）。

2.3.1.5 *加强矿区周边小煤窑的管理*

小煤窑普遍存在无序开采、乱挖乱掘、越界开采现象。有些小煤窑与国有大中型矿井打穿，小煤窑自然发火产生的有毒有害气体窜入国有大中煤矿矿井，对这些矿井安全生产构成很大威胁，因此有小煤窑存在的矿区必须加强管理：

（1）与地方政府合作，坚决禁止无证非法小煤窑的开采。

（2）对于合法开采的小煤窑，必须加强监控，经常安排专人到小煤窑井下查看回采情况，防止越界开采。

（3）对于报废的小煤窑要及时封填严实，防止出现自然发火现象。

（4）由于小煤窑多采用正压通风，而正规矿井采用负压通风，一旦小煤窑出现自然发火，产生的有毒有害气体很容易窜入井下，对正规矿井产生威胁，因此要经常检查井下小煤窑附近巷道的气体变化。若发现有CO气体出现，必须及时查明原因，采取如下措施进行处理：①对有毒有害气体涌出的地点进行封堵；②采取均压的办法抑制有毒有害气体的涌出；③在井下局部地区采用正压通风的办法（如构筑密闭、安设局部通风机），改变小煤窑的漏风方向。

2.3.1.6　矿井防灭火技术装备管理

防灭火技术装备是防治煤层自然发火的必备武器。随着科学技术的发展和广大科技人员跨行业、跨系统、跨专业发展防灭火技术装备，为防治煤层自然发火、保障矿井安全生产发挥了积极的作用。

（1）防灭火技术装备必须满足矿井防灭火工作的需要，及时更新。

（2）安排专人管理防灭火技术装备，建立装备台账明细，分正在使用、完好、检修、报废进行登记造册。

（3）矿防火队要配备专职装备维修工，负责损坏装备的维修与管理，防灭火工作人员必须按装备使用说明进行操作，同时工作人员要懂装备的原理、构造，确保装备的使用寿命。

（4）防灭火技术装备的配件要配足配全，要有专门的装备仓库、维修车间及维修设备，保证装备的完好率。

2.3.2　防灭火措施的制定原则

无论是预防自然发火还是处理自燃火灾，都要编制防灭火设计和措施，在制定防灭火措施时，必须遵循“预防为主，分清主次，防灭结合，因地制宜，适时调整，综合治理”的原则。

2.3.2.1　注浆防灭火技术措施的制定原则

（1）注浆材料的来源必须广泛，能够满足防灭火需要。

（2）采用注浆防灭火措施时，必须进行注浆技术设计并符合下列要求：①巷道布置方式、注浆管路布置方式、防灭火注浆作业方式必须在作业规程中明确规定；②隔离煤柱尺寸、注浆系统、疏水系统及采掘顺序符合技术要求；③注浆地点、时间、进度、注浆量和注浆浓度必须满足防灭火需要。

（3）对于始采线、终采线、上下煤柱内的采空区必须加大注浆量。

（4）采用钻孔注浆时，要对防灭火钻孔进行设计，保证钻孔的精度。

2.3.2.2　阻化剂防灭火措施的制定原则

（1）在使用阻化剂进行防灭火前，应分析阻化剂对金属的腐蚀性、对人体呼吸系统视觉系统及皮肤的刺激性，确定合适的阻化剂种类。

（2）确定合理的喷洒工艺、浓度和数量。

（3）编制阻化剂防灭火专门设计。

2.3.2.3 均压防灭火技术措施的制定原则

（1）必须绘制通风系统图、通风立体图、通风网络图和通风压能图。

（2）查明均压区域、风流压能分布和漏风情况。

（3）应对风路进行通风阻力测定，利用 SF_6 气体示踪技术准确查明漏风状况。

（4）实行区域性均压时，应考虑邻区通风压能的变化，不得使邻区采空区、采煤工作面、采空区或护巷煤柱的漏风量增大，防止火灾气体涌入生产井巷和作业现场。

（5）采煤工作面采用均压防灭火技术时，必须保证均压风机稳定运转，并有均压风机突然停止运转时保证人员安全撤退的措施。

（6）利用均压技术灭火时，必须查明火源位置、瓦斯流向，并有防止瓦斯流向火源引起爆炸的措施。

（7）无论采用开区均压还是闭区均压，都必须保证通风系统的稳定性。

2.3.2.4 注惰防灭火技术措施的制定原则

目前，惰气防灭火技术普遍应用于大型自然发火矿井，由于煤对二氧化碳的吸附量较大，故常用氮气防灭火。采用放顶煤采煤法开采有自然发火危险的厚及特厚煤层时，采用采空区压注惰气防灭火的效果较明显。

（1）采空区注惰气防灭火时，必须制定专门设计方案。

（2）注氮防灭火必须做到：①氮气浓度不得低于97%；②连续不间断地注入氮气；③采空区的上、下隅角必须及时封堵；④采空区注入氮气后，采空区窒息带的氧气浓度不高于7%。

大量的现场实践证明，氧化带宽度大小与顶板围岩性质、工作面长度、采高、冒落块度以及采场空间的通风、注氮和瓦斯抽放强度大小、抽放钻孔布置方式有关。一般情况下，冷却带宽度3～10m，氧化带宽度为5～15m，氧化带以里为窒息带。

2.3.2.5 胶体泥浆防灭火技术措施的制定原则

目前压注胶体泥浆防灭火技术措施的制定原则比较广泛，使用的胶体泥浆材料也很多（化学凝胶、MEA、稠化剂、复合凝土等）。在使用胶体泥浆前，应对所选的材料进行分析化验，并制定专门的技术措施。

对注入胶体泥浆的地点，要安排专人经常观察，发现脱水、干裂、萎缩等现象，必须定期补充。

2.4 外因火灾防灭火技术

我国煤矿的外因火灾占矿井火灾总数的10%左右，但由于外因火灾一般发展迅猛，往往造成重大的财产损失和人身伤亡事故。据统计，国内有记载的重大恶性火灾事故90%以上属于外因火灾。随着矿井机械化和电气化程度的提高，外因火灾在矿井火灾总数中的比例有所增加。因此，防治矿井外因火灾意义重大。

2.4.1 矿井外因火灾的预防

矿井外因火灾，又称矿井外源火灾。它一般发生在井下机电硐室、采掘工作面和有电缆的木支架巷道以及井口附近等处。在这些火灾多发区域，必须建立完善的消防系统，同时，在矿井生产过程中还要配合一定的技术措施和管理手段。

2.4.1.1 矿井消防供水系统

完善的井下消防供水系统主要由以下几部分组成：消防水池、消防水泵、井下输水管道和井下消防给水管网等。

1. 消防水池

在地面副井井口房附近必须建立专用的井下消防水池，水池有效容积按井下一次火灾的全部用水量计算，但不能小于 200m³。如果井下消防水池与其他用途水池合建，必须保证水池中的井下消防容积不被他用。开采下部水平的矿井，除地面消防水池外，也可利用上部水平或生产水平的水仓作为消防水池。

2. 消防水泵

大多数消防水源提供的消防用水，都需要消防水泵进行加压，以提高压力和流量，满足灭火的要求。消防水泵的配备至少两台，其中一台备用。

3. 井下供水管道

在井底车场、井下主要运输巷道、带式输送机斜井与平巷、上山与下山、采区运输巷与回风巷、采煤工作面运输巷与回风巷、掘进巷道等均应敷设井下消防供水管道并每隔 100m 设 DN50 支管阀门，阀门后加快速管接头，目的是能够与消防水龙带对接。

4. 消防供水管网

消防供水管网主要包括消火栓给水系统、自动喷水灭火系统和水喷雾隔火系统等。

1）消火栓供水系统

为了能够迅速扑灭井下火灾，在主井与副井井底车场连接处、采区上山口与下山口、带式输送机机头、机电硐室、检修硐室、材料库等井下重要地点设置消火栓箱。

2）自动喷水灭火系统

《煤炭工业矿井设计规范》规定：在带式输送机巷道易发火点处，应设置由烟感或温感控制的自动喷水灭火装置。自动喷水灭火装置主要设置在带式输送机机头、机尾巷道处。

3）水喷雾隔火系统

水喷雾隔火装置主要设置在主井或斜井至井底车场连接处，即主井或斜井井底两侧，通过水喷雾降低烟气温度，达到控制火势的目的，同时也可以隔断井上与井下之间的火灾联系。水喷雾隔火装置一般要设置 3 层，层与层之间相隔 3 ~ 5m.

2.4.1.2 井下消防器材和设施

齐全的井下消防器材和设施是防治煤矿外因火灾的基础，同时也是减少火灾损失、降低灾害程度的重要保障。

1. 常用的灭火器材

1）砂子和岩粉

砂子和岩粉（特别是石灰石岩粉）不导电、灭火后不易复燃，常被用来扑灭油料电气设备和电缆火灾，它能长时间覆盖在燃烧物上使其缺氧而熄灭。另外，砂子和岩粉还可以增加燃烧过程中自由基的器壁销毁，中断自由基的链式反应，达到熄灭火源的目的因此，在井下机电硐室储备一定量的砂子或岩粉是完全必要的。

2）灭火器

灭火器是由筒体、器头和喷嘴等部件组成，借助驱动压力可将所充装的灭火剂喷向火源，达到灭火的目的，是扑救井下各类初期火灾的重要消防器材。煤矿井下常用干粉灭火

器、泡沫灭火器和二氧化碳灭火器。

（1）干粉灭火器。在煤矿井下用得最多的是干粉灭火器。它以液态二氧化碳或氮气作为动力，将内装的干粉灭火药剂喷出灭火。由于容量的限制，干粉灭火器只能用于煤矿井下各种机电硐室扑救油料、可燃气体、电气设备和井下带式输送机等小范围的初期火灾。干粉灭火剂覆盖在燃烧物上，受热后发生一系列的化学反应，反应过程中吸收大量的热并释放出水分，水分蒸发进一步吸热，使燃烧物温度下降。另外，干粉及其热解产物还可以抑制碳氢自由基的生成，破坏燃烧链反应；细的粉末在高温作用下溶化、胶结，产生浆状物质，附着在燃烧物表面形成隔离层，从而隔离空气，阻断燃烧。常见的干粉灭火器分为手提式和手推式两种。

（2）泡沫灭火器。泡沫灭火器主要用于扑救煤矿井下的油类火灾，也可用于扑灭木材、棉布等固体的初起火灾，但是不能用来扑救带电设备火灾和气体火灾。化学泡沫与空气泡沫的不同之处在于：化学泡沫内所包含的气体为二氧化碳，而空气泡沫内所含气体为空气。另外，空气泡沫的发泡倍数可以达到1000多倍，比化学泡沫的发泡倍数（10～20倍）高得多。化学泡沫灭火器按移动方式分为手提式和推车式两种。

（3）二氧化碳灭火器。二氧化碳灭火器利用其内部液态二氧化碳的蒸汽压将二氧化碳喷出灭火。液态二氧化碳从灭火器喷出后迅速汽化，惰化可燃物，同时又起到降温的作用。当二氧化碳气体在火源周围空气中含量达到30%～35%时，物质燃烧就会停止。二氧化碳灭火器主要适用于扑救贵重设备、精密仪器仪表和少量油类的初起火灾。

2. 消防列车

消防列车由井下常用的矿车或平板矿车组成，载有供井下应急用的消防器具。消防列车可以存放于消防仓库或专用的硐室内。消防列车库必须是构成通风网路的一个并联分支，其轨道必须与并联分支的轨道合轨，保证畅通无阻。

消防列车的车体应包括容量均大于$1m^3$的水箱车厢两节，至少可乘坐6人的载人车厢一节以及工具车厢、灭火器车厢、风筒车厢、水泵车厢和备用车厢各一节，而且车上还需要配备风筒、水泵、水龙带、灭火器等器材以及铁锹、钳子等常用消防工具。

3. 消防材料库

每个矿井都必须在地面设置消防材料总库，在各水平井底车场附近设置分库，开采易燃煤层的矿井，除总库、分库外，采区内亦应设立临时仓库，以储存适量的水泥、石灰、砂子、砖、灭火器、水龙带、水泵、板材等应急消火材料和工具。

4. 安全防火门

构筑安全防火门是煤矿井下隔断火灾烟流，防止火势蔓延，减少人员伤亡的有效措施。这种风门平时呈开启状态，必要时可以关闭，既可以阻断风流和烟流，又可以充当防火墙的作用，便于控制火势和隔离火区，几种常见的安全防火门如图9－2－36～图9－2－38所示。

安全防火门应建立在邻近新鲜风流处，门扇向着容易关闭的方向敞着。它可以分为分区防火门和大区防火门，前者设置在每一条独立风流的两端，后者设置在新鲜风流开始分支的地方。对于易自燃煤层在通风分区风流进入采区的入风口，也应设立安全防火门，而且原则上经过分区防火门或采场防火门的风流不再分支。

为了减少漏风，防火门应做得尽量严密些，尤其是离井口附近的大区防火门，它可用

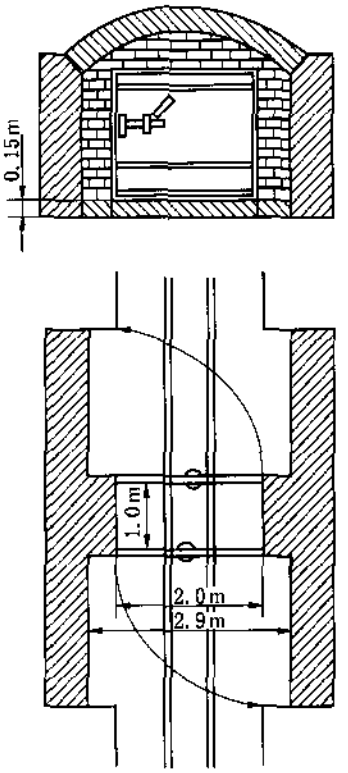


图9-2-36　双道铁门扇防火门结构图

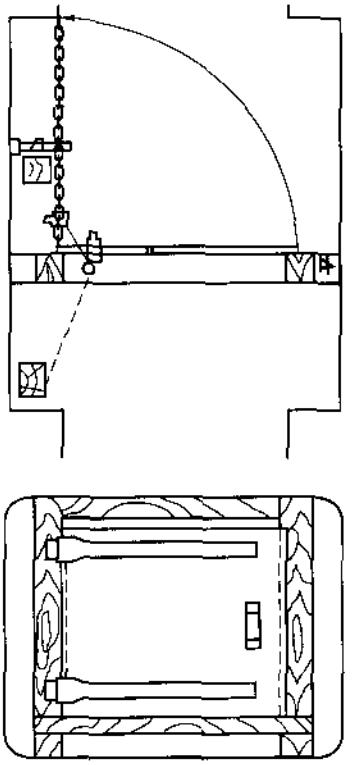


图9-2-37　单道木门防火门结构图

水泥门框铁门扇制作，其他的分区防火门用木门扇喷涂阻燃材料即可。

2.4.1.3　外因火灾的预防

建立井下消防供水系统和配备各种消防器材和设备，能为处理外因火灾以及减少火灾损失提供良好的保障条件，但最重要的还得从技术和管理等方面采取有效措施预防外因火灾的发生。

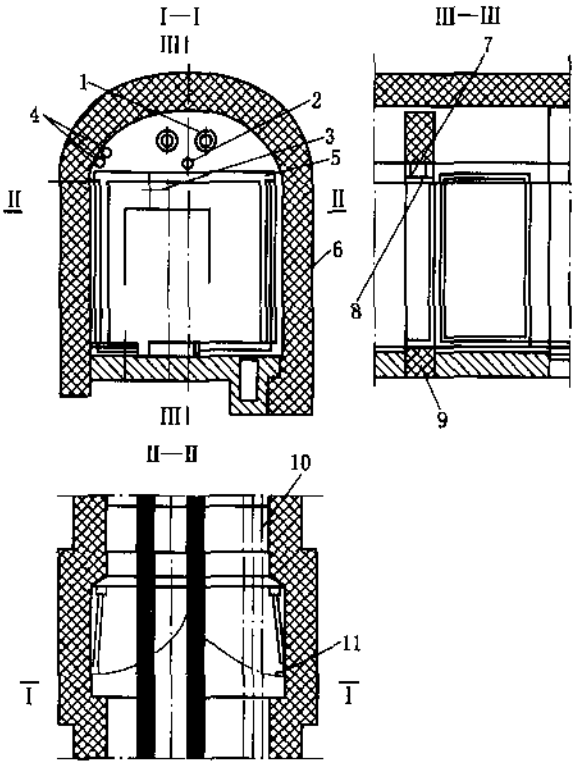
1. 预防明火

井口房和通风机房附近20m内禁止烟火，也不准用火炉取暖；严禁携带烟草、引火物下井；井下硐室内不准存放汽油、煤油或变压器油。井下使用的润滑油、棉纱和布头等必须集中存放并定期送到地面处理。另外，井下和井口房内不得从事电焊、气焊或喷灯焊接等工作。因为施焊过程中飞溅出的火花和焊渣容易引燃一些易燃物品，如不能有效控制和及时处理就很容易酿成重大火灾。如果一定要在井下焊接时，必须制定安全措施，经批准并有专人在现场检查和监督，而且要求事先清除附近的易燃物品，备足消防用水、砂子、灭火器等，并及时检查瓦斯和煤尘浓度。

2. 预防电气引火

要正确选用易熔断丝片和漏电继电器，以便电流短路、过负荷或接地时能及时切断电源；不准带电检修、搬迁电气设备。

温升变色涂料可以作为早期发现电气设备发热的标志物，将这些涂料涂敷在电机的外



1—管道；2—阀管；3—电机车架线；4—电缆孔；5—门框；6—铁门；7—门框顶梁；
8—绝缘柱；9—门墩；10—放水沟；11—门闩

图 9-2-38 单轨巷铁门防火门结构图

壳或机械设备的易发热部位，一旦温升超出额定值即会变色，给人以预警；当温度下降到正常值，则又恢复原色。另外以易熔合金、热敏电阻等制成的感温元件可预警电器、机械设备温升，将这些元件与灭火装置联动，可以在发生火灾时自动启动灭火。

3. 尽量使用不燃材料

《煤矿安全规程》第二百二十一条规定："井筒、平硐与各水平的连接处及井底车场，主要绞车道与主要运输巷、回风巷的连接处，井下机电设备硐室，主要巷道内带式输送机机头前后两端各 20m 范围内，都必须用不燃性材料支护。"这些地点采用不燃性材料支护，除了本身阻燃外，还可以起到"隔离带"的作用。

4. 加强火灾的监测监控

火灾发生初期是扑灭火灾的最佳时期，有效地监测监控能够及早识别初期火灾，并发出预警，使火灾被扑灭于萌芽状态，从而最大限度地减少损失，不至于酿成更大的灾难，如果监测系统能够配合自动灭火系统使用，效果会更好。

2.4.2 矿井外因火灾的灭火技术

矿井外因火灾的类型多种多样，灭火时必须根据可燃物特性、火灾发生的位置、火势大小以及火区具体情况来选择合适的灭火材料和制定恰当的灭火方案。

2.4.2.1 外因火灾的灭火方法

1. 水灭火

水是来源最广泛、最经济和最有效的灭火材料，用水灭火有其自身独特的优势。采用水灭火时必须注意以下问题：

（1）用水进行直接灭火时，回风巷一定要畅通，使生成的有害烟气和水蒸气能及时排出，同时最好在火源下风侧设置水帘，冷却火灾生成的可燃气体，防止其遇到新鲜空气，生成再生火源。

（2）供水管中水流与巷道风流应保持同向。当流动方向相反时，若火源下风侧高温烟流破坏巷道支护，引起片帮或巷道垮塌，可能破坏供水管或管接头橡胶垫圈，引起漏水，从而断绝直接灭火的水源，另外，在火源下风侧进行接支管分水等作业也很危险。在供水和风流流向不得不反向的地区应在管线上风侧备有水源，以备不测。

（3）用水扑灭煤炭火灾时，应避免发生水蒸气爆炸。水蒸气爆炸分为化学爆炸和物理爆炸。化学爆炸是因为蒸汽与高温煤炭作用生成 CO 和 H_2 等可燃气体，在氧气和热源的作用下就有可能发生爆炸；物理爆炸是因为水在超过 100℃时，因缺少汽化核心并没有发生汽化（水中含有固体颗粒和带电粒子是液态水汽化的起始点，称为汽化核心，缺少汽化核心的水哪怕温度达到沸点也不能汽化），产生过热水，这种过热水在遇到汽化核心时能突然大量汽化，体积膨胀上千倍，压力达到几十个大气压，从而发生物理爆炸。常见的矸石山火灾在用水灭火或者下雨时发生的爆炸就属于这种类型。

（4）水流不能直接射向火源中心。应当先从火源的周边喷水，射流由火源的边缘逐渐地推向中心，直到最后扑灭为止。

（5）为了及时把水送到井下发火地点，应在各主要生产巷道中铺设直径为 80～100mm 的供水管路，消防水管供水量应不小于 400L/min，水压 0.15～0.98MPa，最好保持 0.6MPa，消防水管沿程每隔一定距离安装消火栓，地面应有 200m^3 水量的供水水源。

2. 高倍泡沫灭火

高倍泡沫具有灭火速度快、效果好、恢复生产容易等优点，而且可以帮助救灾人员快速而安全地接近火区灭火。

高倍泡沫灭火的作用实质上是增大了用水灭火的有效性，大量的泡沫送往火源地点起着覆盖燃烧物隔绝空气的作用。当与火源接触导致泡沫破裂时，水分蒸发吸热降温，同时产生大量的水蒸气还能起到稀释氧浓度的作用。另外，大量泡沫包围火源阻止了热传递，从而阻断了火势的蔓延。高倍泡沫一般适用于扑灭距采煤工作面或未封闭采空区较远的巷道火灾，因为高倍泡沫的堆积会减少风量，容易引起瓦斯积聚。

为增加高倍泡沫的输送距离，减小泡沫堆积与风流的相互干扰，提高灭火效率，可以采用大直径塑料风筒与发泡机相连，使泡沫接近着火带才流出来。北京木城涧煤矿岩石运输大巷曾经由于运煤列车掉道，碰断水泥支架棚腿，顶板冒落压断架线电机车的架空线，接地短路火花引燃了垮落的木料和电缆而引发了一场大火。当时，火区风量达到 780m^3/min，巷道顶部 2～5m 高的空顶全部用木垛架起，两帮也有大量木材背板，火势发展得相当迅猛，救护队采用了高倍泡沫灭火技术将大火熄灭并且很快恢复了生产。如果采用隔绝的方法封闭火区，至少要等半年以后才能启封恢复生产。

3. 氮气灭火

氮气的密度为1.16kg/m³，与空气的密度十分接近，因此易于与空气混合。同时它不易溶解于水，也不易被煤或者焦炭所吸附，可以到达任何地点，受火区标高的影响比较小；价格较低廉。氮气火火适用于火区面积较大，距离火区较远或者人员到达火区路径不是很通畅的着火区域。

4. 二氧化碳灭火

二氧化碳对空气的相对密度为1.53，抑爆能力强，对采空区或者封闭区的火灾能起到良好的灭火效果，特别适于扑灭低位火源。但是，二氧化碳在灭火中也存在一些缺点：

（1）一般情况下，产量不大，成本较高。

（2）不易与空气混合，惰化效果受到一定影响。

（3）在着火地带，二氧化碳容易转变为一氧化碳。

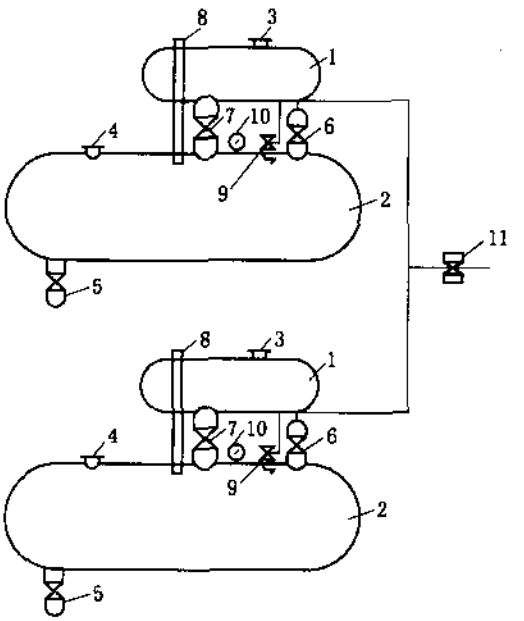
（4）不易扑灭高位或者平巷巷顶的火灾。

（5）易溶于水，而且能够被煤和燃烧生成的焦炭所吸附。

图9-2-39为国内研制出的MKY系列CO_2发生器连接示意图，该发生器以硫酸和碳酸氢铵为主料，通过控制两种物料的比例和流量来控制CO_2产生速度，并利用自身压力送往火区，化学反应方程式为

$$2NH_4HCO_3 + H_2SO_4 = (NH_4)_2SO_4 + 2H_2O + 2CO_2$$

该CO_2发生器产生流量可达360～2000m³/h，压力最高达到1.15MPa，而且CO_2浓度不低于98%，使用过程中无须电源，其产气量和产气压力可根据需要进行调节。



1—硫酸容器；2—碳酸氢铵容器；3—硫酸入料口；4—碳酸氢铵入料口；5—废渣出口；6—CO_2排气阀；7—硫酸控制阀；8—压力平衡管；9—安全阀；10—压力表；11—火区连通阀

图9-2-39 MKY系列CO_2发生器连接示意图

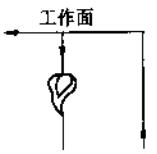
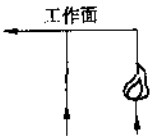
2.4.2.2　外因火灾灭火期间的安全措施

1. 灭火时的风流控制

火灾期间对风流进行控制，有利于减少火区供风，控制火势，使人能接近火源灭火，但也可能会导致富燃料燃烧的发生，也会因减少供风使瓦斯浓度增大，从而引起瓦斯爆炸。因此具体进行风流控制时应根据火源位置、火势和火灾波及范围等因素综合考虑决定。

一般情况下，若没有十分的把握，绝不能减风，更不能停止火区的原有供风，这样很容易导致富燃料火灾的出现而发生风流逆转或者烟流逆退，从而使火灾事故扩大。表 9－2－10 分析了各种情况下的减风可行性。

表 9－2－10　灭火时期减风的可行性分析

减风可行性	火灾情况特点	原　因　分　析
可以减风	发生于上行通风的斜巷	火风压和风流方向相同，减风可以控制火势且不会引起风流逆转
不能减风	发生于下行通风的斜巷	减风极易发生风流逆转
		减风会造成风流逆转，火灾烟气逆流至进风流，就会顺风蔓延到其他区域
	发生于平巷，且已发生烟流逆退	减风会加剧烟流逆退，威胁救灾人员的安全，甚至导致瓦斯爆炸
	火源下风侧巷道有黄铁矿夹层	减风会增加下风侧温度而使黄铁矿夹层热分解生成有毒有害气体
	火源下风侧发生冒顶	冒顶后风阻增加，再减风容易引起富燃料燃烧，也可能造成风流逆转
	火源下风侧木支架发生燃烧	木支架已经燃烧，减风增加了导致富燃料燃烧的可能
	火源下风侧出现若干再生火源	已发展为富燃料燃烧，减风会增加富余的挥发分气体量，流向再生火源，若遇漏风供氧会发生瓦斯爆炸
	下风侧出现炽热含焦油的浓黑烟流（CO_2 浓度大于 10%）	火势已出现转变为富燃料燃烧的趋势，减风更增大了这种可能性
视情况而定	发生于平巷	可以适当减风，风量过小可能导致烟流逆退
		减风可能发生富燃料燃烧，高温火灾烟气遇到旁侧支路新鲜风流，容易产生再生火源；在火势较小的情况下，也可以适当减少供风量

下面举例来说明如何进行有效的风流控制。

1）平巷火灾风流调节

两条平行平巷，中间以若干联络巷连通，如图 9－2－40 所示。

着火前上巷风量为 480m³/min，下巷为 566m³/min。箭头表示联络巷漏风方向，巷高 1.2m、宽 6m，上下巷道进出口风压差为 1493Pa，联络巷间距 30m。

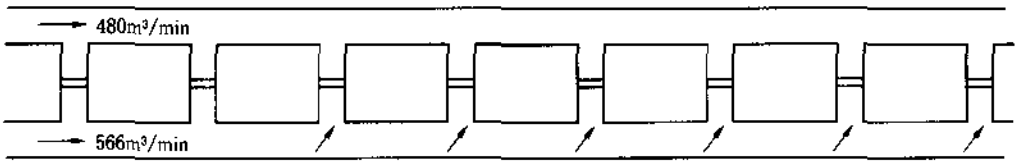


图 9-2-40 火灾前平行平巷通风情况

如上巷出现火灾后，每分钟燃烧 10kg 高挥发性煤（与着火带为 3～5m 的火灾相似），由于节流作用，着火上巷风量减少为 400m³/min，下巷增加为 600m³/min（图 9-2-41），上巷易发生烟流逆转。

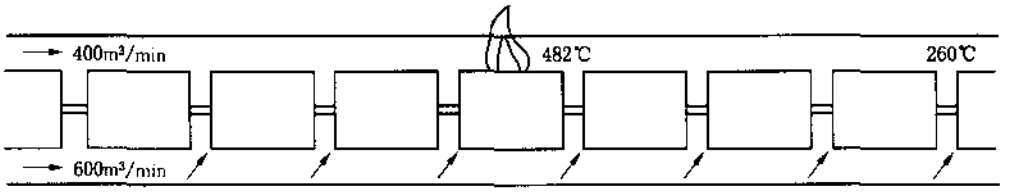


图 9-2-41 上巷着火对平行巷风流状态的影响

经验表明，上巷风量为 400m³/min 时，烟流将占据断面大约 1/3 的上部区域，烟流能够逆退 10～24m。为了防止烟流逆退，应增加着火上巷的风量，可通过在平行下巷减风实现。但注意应在火源进风侧先进行喷水灭火降温，然后才能减风，否则会因下巷减风，上巷风量增加而加大火势，造成喷水灭火降温工作的困难。具体操作步骤如图 9-2-42 所示。

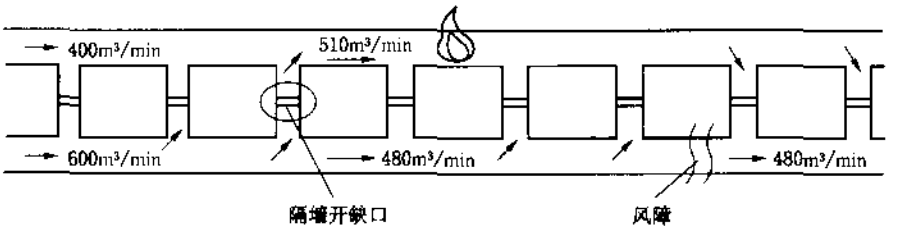


图 9-2-42 上巷着火后的控风措施及效果

（1）在平行下巷设置风障，该风障距火源应尽可能远，从而使较长的巷道保持由下至上的漏风方向，便于以后着火巷火源进风侧的喷水灭火作业。

（2）在火源上风侧第二联络巷隔墙处开一缺口，使平行下巷部分风流短路，局部增加着火上巷风量。应注意先设风障再开缺口，否则漏风风流将会反向流动，而威胁到设置风障人员的安全。由于风障增加了平行下巷的风阻，只要火势不太大，着火上巷的风量会增加。

2）倾斜巷道火灾风量调节

平行双巷的巷道倾角约为 6°，一巷发生火灾后，主干巷道风量为 764m³/min，旁侧支路为 85m³/min，如图 9-2-43 所示。

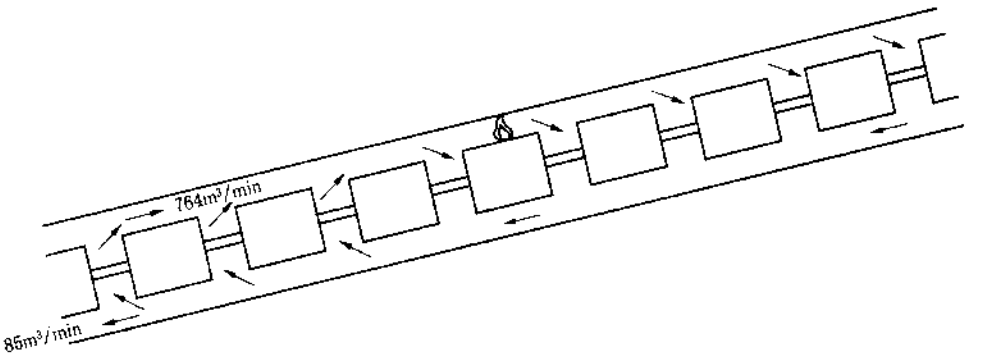


图 9－2－43　控风前火灾巷道情况

由于着火巷道有一定的高差，必然产生火风压，如果火风压足够大，就可能引起旁侧支路风流逆转。由于联络巷都或多或少有一定的漏风，因而会产生循环风，火灾烟气会重新流向火源。火风压的作用增加了供风量，在一定程度上减小了发生烟流逆退的可能性，但同时巷道中大量的火灾烟气和热量也使灭火工作更加困难。

火灾发生于上行巷道，必须对风量进行控制，在旁侧支路发生风流逆转之前，应该减少流向火源的风量。一旦旁侧支路发生了风流逆转，风流少则几分钟，多则几个小时之后才能趋于稳定，这期间必须时刻注意监测涌出的可燃气体、火灾烟气以及燃烧产热的变化情况，并分析它们对灭火工作的影响。

挂风障是最便捷的风流控制措施，能快速有效地达到调节风流的目的。从图 9－2－44 可以看出，在悬挂风障之后，前 3 个联络巷的风流方向发生了改变，风障的作用效果与风障的质量和风障的安设个数有直接关系。联络巷的风流稳定后，火源进风侧就变成了相对稳定的新鲜风流，这时就可以快速在巷道中进行灭火。

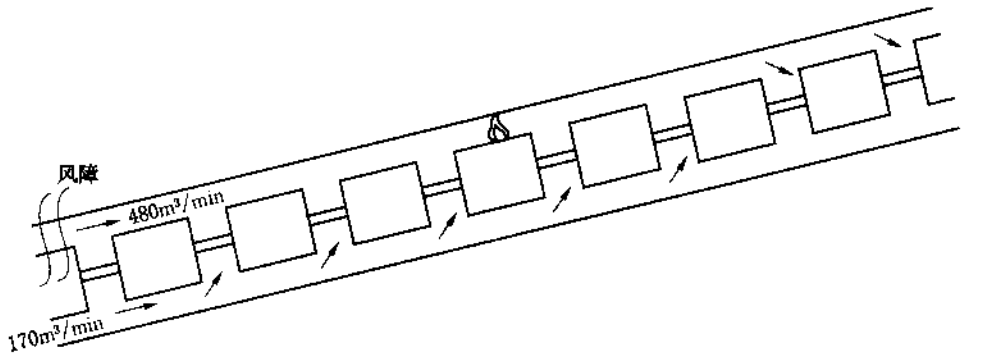


图 9－2－44　悬挂风障后风流变化情况

如果要全面防止旁侧支路的风流逆转，仅依靠风障无法达到目的时，就需要安设不带风筒的局部通风机来提高旁侧支路的压力，如图 9－2－45 所示。局部通风机必须远离火源，否则容易将主干风路的火灾烟气吸入到旁侧支路。局部通风机并没有改变空气的质量和流量，仅仅是提高了巷道的风压。

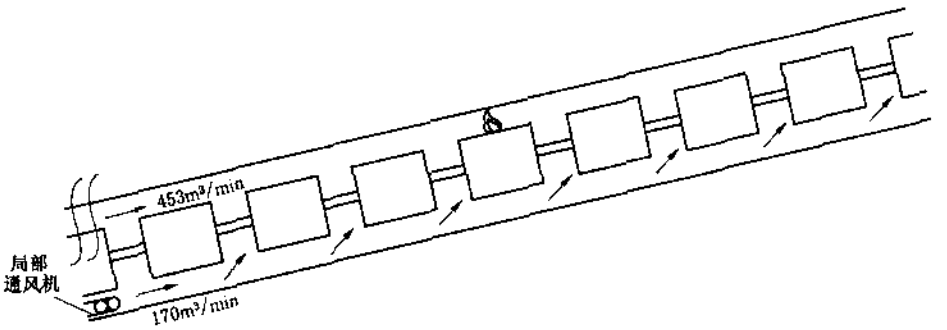


图 9-2-45 安设通风机后风流变化情况

2. 烟流逆退的控制

烟流逆退出现的时间、逆退的长度和逆退烟气层的厚度主要取决于火势和风速，火势越大，风速越小越容易出现烟流逆退现象。表 9-2-11 列出了不同巷道高度和不同倾角下避免烟流逆退的最小风速。

表 9-2-11 不同巷道高度和不同倾角下避免烟流逆退的最小风速

巷道高度/m	最小风速/(m·s⁻¹)		
	巷道倾角 0°	巷道倾角 5.7°	巷道倾角 11.3°
1.2	1.00	1.22	1.52
1.8	1.23	1.47	1.83
2.4	1.43	1.70	2.13
3.0	1.60	1.90	2.39

此外，也可按防止烟流逆退的经验公式进行计算：

$$v_{min} = 0.92\sqrt{h} \tag{9-2-15}$$

式中 h——巷高，m。

着火巷道的实际风速越小，烟流逆退的速度越快，烟流逆向流动长度越长，逆退的烟流厚度也越大，但一般不会超过巷道断面的一半。当实际风速小于最小风速的一半时，人跑动的速度就可能低于烟流逆退的速度。防止和控制烟流逆退主要采取以下两种方法：

(1) 增加上部风速。最常用也是最有效的方法是在尽可能接近火源位置的上部设置导风板或压气管（图 9-2-46 和图 9-2-47），以增加局部风速。但如果实际风速小于最小风速的一半时，仅靠这种方法很难获得较好的效果。

(2) 喷雾状水。向逆退烟流的前锋喷雾状水也是一种有效的方法。这种方法至少要有两名人员操作，以保证对整个巷道断面同时喷洒。

3. 可燃气体层的控制

矿井火灾期间，在着火巷道的顶部会形成可燃气体层。风速越小，巷道倾角越大，可燃气体层逆流距离越大，速度越快。在煤矿火灾中，CH_4 和 H_2 是最容易形成可燃气体层的两种气体，可燃气体层就像一根灯芯，将火源引向进风侧，从而直接威胁救灾人员的安

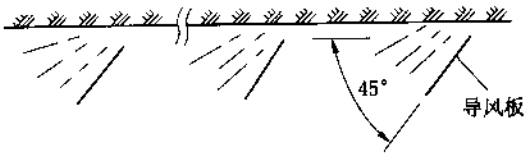


图 9-2-46　导风板

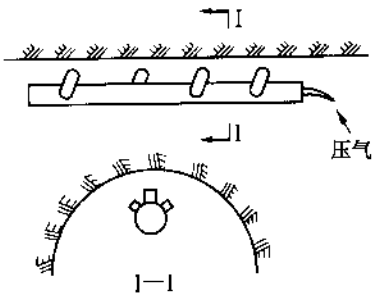


图 9-2-47　接有短管的压风管

余。若巷顶存在积聚可燃气体的冒落区，则可能造成更大的危险，一经点燃，就有可能导致爆炸。

实践中，逆退烟流中的含氧量往往较低，如果没有新鲜空气的补充，火灾很难通过逆退的烟流进行蔓延。尽管如此，灭火时还是要尽量避免可燃气体层的形成和发展，主要措施是保持较高的风速或者使用导流板。避免可燃气体层形成的最小风速可以通过下式进行估算：

$$v = 0.2\sqrt{I^3 A^{0.5} C_{CH_4}} \tag{9-2-16}$$

式中　A——巷道断面，m^2；

C_{CH_4}——甲烷气体浓度，%；该值以可燃烟气逆流侧距离巷道顶板 0.3～0.45m 处测得的值为准；

I——成层指数，主要与巷道的倾角有关，不同巷道坡度下的最小成层指数见表 9-2-12。

表 9-2-12　巷道坡度与最小成层指数的关系

巷道坡度/%	<2	2～8	8～35	35～70
最小成层指数	1.7	2	3	4

如果某条巷道坡度为 6% 左右，巷道高 2.5m，断面为 7.5m，烟气逆流侧测得 CH_4 浓度为 1.2%，则通过查表 9-2-12 以及根据式（9-2-16）可以计算出要保证不形成可燃气体层的最小风速为 1.0m/s。而在同等条件下，将上述数值带入式（9-2-15）得出避免烟流逆退的最小风速为 1.5m/s。由此可见，防止烟流逆退的风速要大于可燃气体层形成的最小风速。因此，在救灾过程中，只要风速能防止烟流逆退的发生，一般情况下也能有效避免可燃气体层的形成。

4. 其他安全措施

（1）对于高瓦斯矿井，如果火源进风侧瓦斯浓度较高，要采取增加风量的办法加以稀释，防止与火源直接接触而发生爆炸。如果增加风量受到限制，则必须控制瓦斯涌出量。同时，应在瓦斯积聚区与火源点之间设置临时阻焰隔爆水幕、水袋或撒布岩粉，以阻止爆炸波的扩散。

（2）灭火过程中应时刻注意检查风流的稳定性或是否出现脉动现象。风流脉动可能

是因为巷道垮塌造成的压力脉动引起的，也可能是达到爆炸界限的火灾气体发生局部小范围的爆炸引起的压力瞬时变化，这种瞬时的压力脉动往往是发生大规模爆炸的前兆。现场如果无法判断是何种原因引起的，应视为局部爆炸引起的脉动，必须立即撤离救灾人员。

（3）注意监测火区中 O_2、CH_4、CO 等气体的浓度，防止救援人员火灾气体中毒，确保其安全。为准确判断火区的发展状况，可以采用 CO 和 CO_2 的浓度之比而不是单个参数作为依据，因为 CO 或 CO_2 的浓度会受风量大小的影响，容易造成误差，而 CO/CO_2 不随风量而改变，只随火区温度的增加而增大。在检测中必须注意的是，有些便携式电子检测仪器在氧气浓度很低时会变得十分不准确，因此应以取样检测数据为准。

当直接灭火难以奏效时，应果断地对火区进行封闭，以免贻误战机，造成火势扩大。值得注意的是，如果用直接灭火法不能将火扑灭，而打密闭在短时间内又难以控制火情时，可以在灭火初期用直接灭火手段控制火势的发展，防止蔓延或者扩大，掩护灭火人员构筑密闭墙体，从而实现安全灭火。

2.4.3 带式输送机火灾的防治

矿井带式输送机火灾是煤矿重大火灾灾害之一，我国在 20 世纪 90 年代仅国有大中型煤矿就发生输送带火灾责任事故 40 多起，其中 10 多起为重大事故，死亡近 200 人，损失惨重。

国外资料显示，波兰带式输送机火灾占矿井外因火灾事故的 30% ~50%，英国发生的输送带火灾事故占矿井火灾总数的 35.5% ~50%，可见，输送带火灾在外因火灾甚至于整个矿井火灾中所占的比例都相当大，因此，世界主要产煤国家也都把矿井外因火灾防治的重点放在输送带火灾的防治上。

运输机输送带不同于一般的矿井可燃物，具有分布范围广、呈连续分布等特点，一方面，输送带火灾的蔓延速度比较快，且燃烧时产生大量的有毒有害气体；另一方面带式输送机一般安装在进风巷道中，所以其燃烧产生的有毒有害气体蔓延范围更大。因此，输送带火灾的防治工作对改善煤矿安全生产现状有十分重大的意义。

2.4.3.1 输送带火灾发生的原因

输送带火灾发生的原因很多，归纳起来主要有输送带摩擦、电器故障和电焊火花等几个方面。

1. 输送带摩擦

输送带摩擦生热是矿井输送带火灾发生的主要原因。据统计，原苏联因摩擦引起的输送带火灾事故占输送带火灾总数的 80%；我国发生的输送带火灾，大多数也是由摩擦造成的。输送带摩擦又可以分为输送带在滚筒上的打滑和输送带在运行中与其他物件的摩擦两种情况。

1）输送带在滚筒上的打滑

带式输送机在正常运转的情况下，输送带相对滚筒表面的滑差率一般不超过 2%，如果出现输送带打滑，则说明输送带与滚筒之间存在着较大的相对滑动，摩擦放出的热量将导致输送带温度升高。

研究表明，输送带在主滚筒上的打滑直接引起输送带有焰燃烧的可能性很小。平顶山、义马、徐州等矿区曾分别在井下带式输送机上对普通输送带做过打滑试验，直至输送

带被磨断，都未发生输送带的有焰燃烧。日本进行11次输送带全打滑模拟试验，滚筒表面温度超过输送带着火温度（310～350℃）达370℃，均未着火。这是因为输送带与滚筒之间是紧密接触，空气极少，在缺氧状态下不可能引燃输送带，只是输送带与滚筒离合处飞溅出火星。实践表明，大多数输送带火灾都是由于输送带在主滚筒上打滑引起，以间接方式引燃输送带。输送带全打滑时，会有灼热的输送带剥离片和粉末向外飞散，火星极易引燃它们。此外，作为运煤的输送带，除机油或润滑油易被火星引燃外，在输送带上和主滚筒附近有煤尘存在，煤尘的点燃温度为650～990℃，也能够被火星点燃，它们的燃烧都能引燃输送带而造成输送带火灾。1988年9月24日，河北峰峰薛村矿三水平新五各盘区集中输送带输送机上山，因输送带与主滚筒摩擦引起火灾，造成13人死亡。

2）输送带与其他物件的摩擦

运行的输送带与输送机架子、卡死的托辊以及输送带下面的浮煤、木材等之间的摩擦在供氧充分，摩擦发热的温度达到或超过浮煤、木材（点燃温度为280～300℃）、输送带等的着火温度时，就会发生火灾。

2. 电器事故

除了摩擦，电器故障也是引起输送带火灾的一个重要原因。电机超负荷，液压联轴节易熔阀失灵以及电缆、开关短路等都可以引起输送带火灾。

3. 其他原因

其他原因也能够引发输送带火灾，如煤巷冒顶或巷道中堆积的浮煤自然发火、电焊火花或其他明火引燃输送带等。

2.4.3.2　输送带火灾的防治

矿井输送带火灾与其他火灾一样，应该采取预防为主、防治结合的方针。《煤矿安全规程》对输送带火灾的预防也提出了相应的规定。总结目前国内外的研究现状，在输送带火灾事故的预防工作中主要应做到以下几点：

1. 安设消防水管并配置充足的消防器材

带式输送机巷必须铺设消防水管，并保证足够的水压和水量。每隔50m设1个三通，每台带式机机头应备有长度不小于25m的消防水管，一旦有火情时，立刻与三通接上，用水灭火。另外，每台带式输送机机头附近还应备有足够数量的其他消防器材（砂子、黄土和灭火器等），平时对这些器材必须认真维护，以保证在发生火灾时能正常使用。

2. 减少输送带巷的火灾荷载

主要巷道内带式输送机机头前后两端各20m范围内，必须采用如料石、砌碹、金属支架或混凝土等不燃性材料支护，而且平时注意清理带式机周围的可燃物。

3. 带式输送机应使用阻燃输送带

要严格加强对输送带阻燃的测试，杜绝不合格阻燃输送带的使用，从材质上提高输送带的难燃程度和耐磨程度，要选用阻燃性能好、烟和毒气生成量少的材料制成的输送带，以达到安全生产的目的。

4. 采取措施防止输送带打滑和跑偏

巷道冒顶、煤炭含水等很容易造成输送带打滑和跑偏，可以在带式输送机上安装输送带打滑检测器等防护装置来进行预防，一旦输送带打滑，该装置就会发出指令，使得带式

输送机自动停机并发出报警，可避免输送带摩擦所引发的火灾。

此外，还可以安装矿用带式输送机自动张紧装置，它能够动态地实时调节输送带的张力，保证驱动滚筒和输送带随时具有合适的摩擦力，既避免了输送带打滑，又防止了输送带出现过大的张力，可以满足输送带在各种状态下对张力的不同要求，从而保证带式输送机正常运行。

5. 建立独立的通风系统

为了最大限度地限制灾害范围，防止有害气体蔓延，建立输送带巷独立通风系统是一条有效途径。此外，独立的输送带巷通风系统可降低煤仓、溜煤眼放空时对通风系统的影响，增加了通风系统的稳定性，对防治采空区瓦斯涌出和煤层自然发火也有重要意义。

6. 完善防排烟系统

开启风门使风流短路是救灾工作中经常使用的措施。概括起来主要有两个方面：一是在进风侧打开风门使进风流短路，就能控制发火巷道的进风量，从而控制火势，但是这种方法容易导致输送带火灾向富燃料燃烧转化，救灾中需格外小心；二是在回风侧打开风门使回风流短路，可缩短排烟路径，有利于迅速排除巷道内的烟雾。如图 9－2－48 所示，输送带着火后，打开联络巷道中的风门，就能使燃烧产生的烟气从联络巷直接排到回风巷中，可缩短排烟路径，避免灾害波及更大的范围。

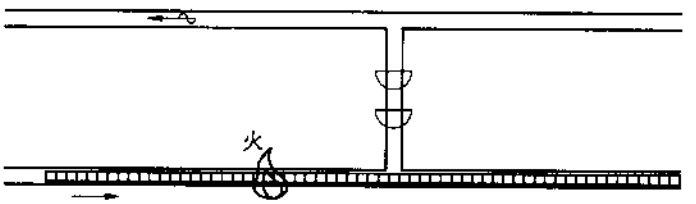


图 9－2－48 输送带火灾时的控风措施

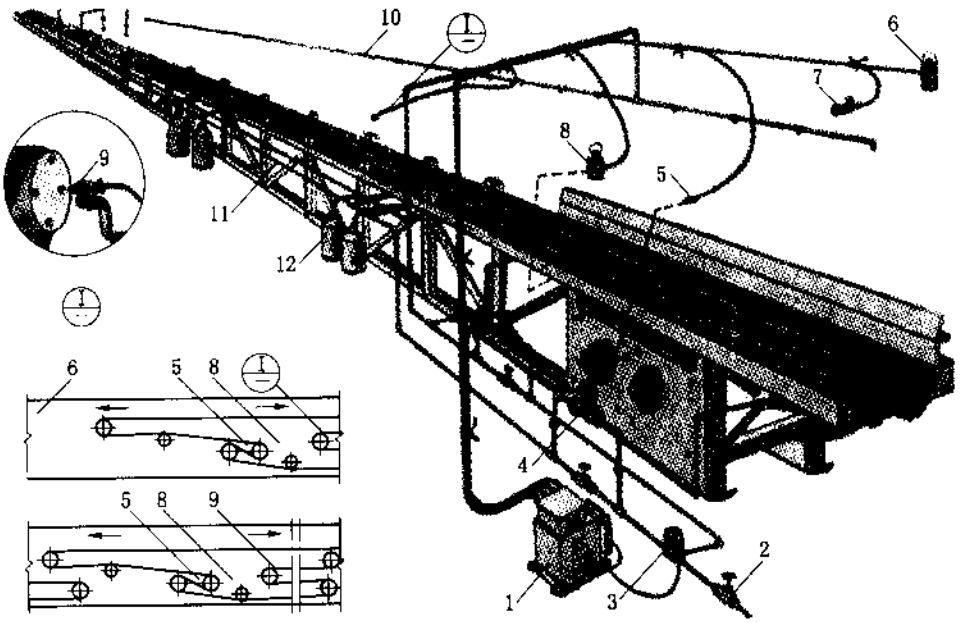
在某些有条件的矿井或重要采区，可设置远控自动风门，建立完整的防排烟系统。在输送带燃烧产生大量烟气时，可以通过启动自动控制风门来调节烟气的流动，从而控制火势的进一步扩大。

7. 建立火灾自动报警和喷淋联动系统

原美国矿业局所做的输送带火灾实验表明：典型的输送带火灾发展一般分为阴燃、明火和火焰蔓延 3 个阶段。在一定的风速范围内，输送带火灾的发展速率在阴燃和明火阶段与风速呈线性关系，在火焰蔓延阶段与风速呈二次函数关系，两者都是随风速的增大而增大。所以，自动报警装置应该在火灾尚未发展到火焰蔓延阶段启动，这就要求输送带火灾的自动报警装置具有相当的可靠性。以往的一些报警装置仅仅从单一的指标（如 CO 浓度）来预测火灾的发生，常常发生误报或者漏报。可靠的报警系统应利用 CO、光和烟雾等至少两种指标综合预测火灾的发生。利用可靠的报警装置还可以减少由于输送带长度过长而给管理工作带来的困难和不便。如果报警装置在阴燃或者明火阶段就发出报警，就能抓住时机将火灾扑灭于初始阶段，也就不会酿成重大事故。

某矿用带式输送机自动灭火装置如图 9－2－49 所示。该类系统一般由火灾信号监测

传感器、控制仪、灭火剂喷洒机构 3 部分组成。火灾信号监测传感器主要分为温度传感器、紫外线火焰探测器、卢光报警器、一氧化碳传感器、速差传感器等，这些传感器都能够对火灾初期所反映出来的特征，如烟、光、气体、温度等进行感应，并将信号进行筛选和判断；当某一传感器达到响应阈值，并持续一定时间时，就会通过计算机控制系统发出预警信号，但并不启动喷淋系统，只是警告管理管理人员进行故障处理，同时显示盘上显示预警值，而当有两种传感器发出火灾报警时，喷淋系统就会自动启动，通过灭火剂喷洒机构喷出相应的灭火材料（主要是水、泡沫或者干粉等），将火灾扑灭于萌芽之中。



1—电源及控制箱；2—手动阀；3—供水压力传感器；4—电磁阀；5—温度传感器；
6—紫外线火焰探测器；7—卢光报警器；8—CO 传感器；9—速差传感器；
10—喷水管路；11—输水管路；12—泡沫罐；Ⅰ—速差传感器的安设

图 9-2-49　矿用带式输送机自动灭火装置图

8. 加强带式输送机的日常管理

在煤矿的日常管理中，应切实加强带式输送机管理人员的安全教育，增强其责任意识。管理人员要密切监视带式输送机运行状况，以便及时发现和处理各种故障及事故隐患，并防止任何外在火源引燃输送带。一旦发生火灾，最早发现的人员应在第一时间内通知矿井调度人员和主管领导，以便及时疏散相关区域的工作人员，并采取积极有效的措施进行扑救工作。

2.5　矿井火灾事故应急救援预案及事故案例

2.5.1　矿井火灾事故应急救援预案

2.5.1.1　事故防治应急管理

20 世纪 70 年代以来，建立重大事故应急管理体制和应急救援系统受到国际社会普遍

重视，许多发达国家和国际组织都制定了一系列重大事故应急救援事故法规和政策，明确规定了政府有关部门、企业等在事故应急救援中的职责和作用，并成立了相应的应急救援机构和政府管理部门。1993 年国际劳工大会通过的《预防重大工业事故公约》，将应急计划（预案）作为重大事故预防的必要措施。事故应急救援预案的总目标是控制紧急事件的发展并尽可能消除事故，将事故对人、财产和环境的损失减小到最低限度。

《中华人民共和国安全生产法》规定："生产经营单位的主要负责人员有组织制定并实施本单位的生产安全事故应急救援预案的职责"。"生产经营单位对重大危险源应当登记建档，进行定期检测、评估、监控，并制定应急预案，告知从业人员和相关人员在紧急情况下应当采取的应急措施"。"县级以上地方人民政府应急组织有关部门制定本行政区域内特大生产安全事故应急救援预案，建立应急救援体系"。

2.5.1.2 *矿井火灾事故应急救援的基本原则和任务*

1. 基本原则

矿井火灾事故应急救援工作是在预防为主的前提下，按照统一指挥、分级负责、区域为主、单位自救和社会救援相结合的原则进行。其中预防为主就是要贯彻预防为主、防火结合的方针，它是矿井火灾事故应急救援工作的基础。重大火灾事故的发生具有发生突然、发展迅速、危害范围大等特点，应急救援抢险行动要迅速、应急措施要准确和有效。因此，矿山必须有一支训练有素的专业救护队伍。

矿井火灾事故应急救援是一项涉及面广、专业性很强的工作，单靠一个部门是很难完成的，必须集中各方面的力量，成立抢险应急救援指挥部，在指挥部的统一指挥下，安全、调度、生产、救护、后勤、公安保卫、医疗等部门密切配合。

2. 基本任务

（1）当发生矿井火灾事故时，立即组织营救伤害人员，撤离受火灾影响地区的作业人员。抢救受害人员是应急救援的首要任务，在撤离过程中，组织职工开展自救和互救。

（2）迅速控制火灾的发展，及时监测火势的发展趋势和危害程度；立即通知救护人员进入现场展开火灾处理；组织抢险队伍与技术人员及时控制事故继续发展。

（3）组织一切力量和人员，调动一切设备和材料，进行灭火工作，并根据现场的实际情况，制定针对性的救灾措施。

（4）及时查清事故原因，调查事故的性质，评估危害程度。

2.5.1.3 *矿井火灾应急救援预案的内容*

矿井火灾应急救援预案包括以下内容：

（1）矿井概况。

（2）对可能发生的火灾事故进行预测和评价分析。

（3）劳动力组织、抢险救灾物资等资源的确定与准备。

（4）明确应急组织和人员的职责，成立矿井火灾事故应急指挥部。

（5）制定应急行动措施和程序。

（6）制订火灾事故应急救援培训和演习计划。

（7）制订专项应急计划。

（8）制定火灾事故后的处理和生产恢复程序。

害范围，向矿调度室进行汇报，并随时听取上级指示。在上级未下达命令之前，采取适当措施指挥本地区的救灾工作和人员撤退。事故现场的瓦斯检查员、安检员等要协助当班负责人引导受威胁人员撤离危险区，并向指挥部随时提供灾情和处理事故的建议。

3）发生事故的行动原则

（1）迅速查清事故地点、性质、范围、受威胁人数。

（2）运输、提升、通风等部门全部投入救灾服务工作，并签发入井许可证，控制入井人员，同时报集团公司领导和集团公司救护队。

（3）根据灾害性质确定是否断电及断电范围。

（4）通知矿灯房及各区队、科室清点人数。

（5）命令辅助救护队投入救灾工作，医院做好救护准备，值班医生入井到现场抢救伤员。

（6）根据灾情，组织抢救人员和制定处理事故、控制灾害范围的具体方案和措施。

4）处理火灾事故中有关人员的职责

（1）矿长：是处理事故的全权指挥者，在矿总工程师、公司董事长、公司总工程师和矿山救护队队长的协助下，制定营救遇难人员和处理事故的作战计划。

（2）矿总工程师：是矿长处理灾害事故的第一助手，在矿长领导下组织制定营救遇难人员和处理事故作战计划。

（3）各有关副矿长：根据营救遇难人员和处理事故作战计划，负责组织处理事故所需的人员，及时调集救灾所必需的设备材料；并由指定的副矿长严格控制入井人员，签发抢救事故的入井特别许可证，或负责其他方面的抢救工作。

（4）副总工程师：根据矿长命令，负责某方面的抢救工作。

（5）辅助救护队长：对辅助救护队的行动负责，协助集团公司救护队搞好救灾工作。

（6）安全矿长：根据批准的营救遇难人员和处理事故作战计划以及《煤矿安全规程》规定对抢险救灾工作的安全和入井人员的控制实行有效监督。

（7）生产科长：按照矿长命令负责协调各方面的工作，协助矿长进行抢救和灾害处理，准备好必要的图纸资料，并根据矿长的命令完成测量打钻工作。

（8）通风区（科）长：按照矿长命令负责改变通风系统，密切关注通风机的工作状况和组织完成必要的通风工程，并执行与通风有关的其他措施。

（9）矿值班调度员：负责记录发生事故的时间、地点和情况，并立即将事故情况报告矿长、总工程师、集团公司领导和集团公司救护队，及时传达矿长的命令；召集有关人员到调度室待命，随时调度井下抢险救灾工作，统计掌握出入井人数和留在井下各地区的人数及保持通信电话的畅通。

（10）信息中心、矿灯房：根据出入井人数的统计及领取矿灯的号码，查清在井下的人数及姓名，并迅速报告调度室。对没有持有入井特别许可证的人员不得发给矿灯；安检科派专人在井口严格检查，禁止入井。

（11）供应科长：根据矿长命令，负责准备足够的抢救物资，并迅速运到指定的地点。

（12）机电科长：根据矿长命令，负责改变通风机的工作状况，并保持正常运转。掌握矿井内的停送电工作，及时负责抢修和安装机电设备；同时负责遇难人员升井，保证救

灾人员和物资及时运到事故地点，满足救灾需要。

（13）安检科长：发生事故后，安检科长或安检科其他人员必须及时赶到现场，保护事故现场，了解事故情况，为事故追查工作提供准确的资料，同时监督各项方案的实施。

（14）保卫科长：负责事故抢救和处理过程中的治安保卫工作，维护矿区的正常秩序，不准闲杂人员入矿，并在井口附近设专人警戒，严禁闲杂人员逗留、围观。

（15）医院院长：负责组织对受伤人员的急救治疗，组织护理和药物供应。

（16）后勤部门：保证遇难人员的妥善安置和救灾人员的食宿以及其他生活事宜。

2.5.2 火灾事故案例

2.5.2.1 采煤工作面火灾事故

义马煤业集团千秋煤矿 2118_1 综放工作面 2003 年 2 月 1 日工作面上隅角高浓度瓦斯被引燃，火势发展迅猛。2h 后，被迫撤出工作面救灾人员，实施封闭灭火。

1. 事故经过

千秋煤矿于 1958 年投产，采用立井开拓－多水平井采，原设计生产能力 600kt/a，核定生产能力 1200kt/a。2003 年 2 月 1 日约 6 点左右，该矿 2118_1 工作面上隅角着火（图 9－2－50），火势很大。当时 CO 传感器显示，工作面回风流中的 CO 气体浓度在不到 1h 内上升到 5×10^{-4}(500ppm)以上。当救灾人员赶到现场时，工作面上回风巷内浓烟滚滚，能见度几乎为零，CO 气体达 1×10^{-3}(1000ppm)以上，工作面 40－65 架前梁及 40 架煤壁裂隙处，有瓦斯参与燃烧产生的蓝色火焰，蓝色火焰在架顶处来回飘移，火势发展迅猛，处于失控状态；晚上 8 点多，工作面 40 架以上到上隅角火区连成一片，支架顶梁处的破碎煤体全部被引燃，火势逆风发展。由于灭火作业空间温度高达 40℃以上，部分支架构件被烧红，对灭火人员安全构成严重威胁，工作面被迫停止一切救灾，并撤出所有人员，实施封闭灭火。

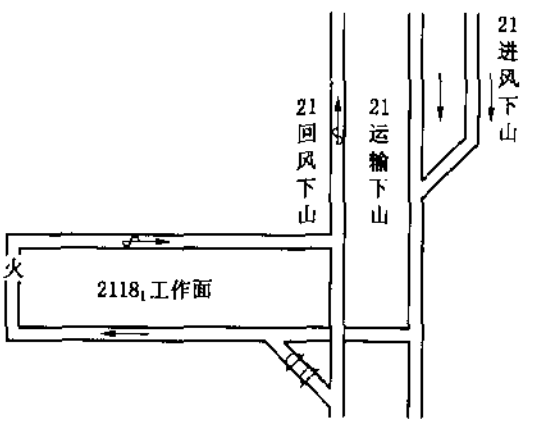


图 9－2－50 2118_1 工作面位置图

2. 事故原因分析

（1）煤层瓦斯含量大，受冲击地压和采动的影响，工作面上覆煤体及四周未开采的煤体释放的瓦斯大量涌入工作面，造成工作面的上隅角瓦斯积聚。

（2）工作面上隅角拉动端头支架时，与切眼内原拱形支架摩擦产生火花引燃了支架顶部积聚的高浓度瓦斯，火灾发展迅速，火势较大，现场灭火效果不佳。并且，在整个燃烧过程中，煤体中的瓦斯不断涌出，瓦斯燃烧一直参与了整个着火过程。

（3）火灾发展迅速，工作面回风巷很快形成灾区，救灾人员无法从回风巷进入灭火；且进风巷巷断面小，行走不便，救灾物资及设备不能及时运到现场。

（4）工作面救灾防灭火系统不完善，水量小，无法进行有效的灭火作业。

（5）受工作面条件限制，用水枪灭火时，水枪无法插不到着火地点，只能扑灭煤体表面的火焰，对煤体内部的火点却无能为力，直接灭火难以奏效。

（6）瓦斯参与了燃烧，火势发展非常迅速，对灭火工作构成了严重威胁。

3. 火灾处理及恢复生产经过

由于整个发火过程中，都有瓦斯参与了燃烧，封闭时极易引起瓦斯爆炸事故。为保证封闭时的安全及快速，利用工作面进回风巷外口处的低洼地点直接放水进行封闭。随后，分别在进回风巷水封段以外构筑“砖混”密闭墙。

针对工作面发火点出现在上隅角，火区范围大，封闭巷道长，火区内温度高，瓦斯浓度大，巷道断面小，部分防灭火设施被烧坏等情况，3 月 24 日，先从回风巷采用“锁风”方式逐段进行启封，直至工作面上隅角后，进入工作面进行侦察。由于工作面煤墙片帮严重，发火段温度高达 45℃以上，瓦斯浓度达 90%，决定先在上隅角外 20m 处建两道临时密闭；并在回风巷密闭外沿煤层倾斜方向施工一条灭火巷，向工作面火区打钻灌注黄泥浆和胶体泥浆灭火，灭火巷及钻孔如图 9－2－51 所示。

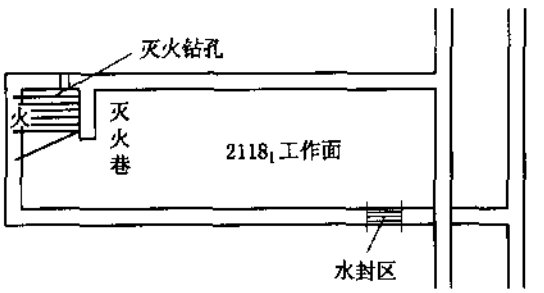


图 9－2－51　2118_1 工作面灭火巷及灭火钻孔布置图

从进风巷锁风侦察到下巷转载机处，开始清理巷道，工作面全面恢复全负压通风。工作面恢复通风后，切眼内相继出现五处复燃现象，虽采取钻孔注浆、注胶等灭火措施，但受种种原因制约，效果不佳，工作面原发火点出现复燃，回风流中的 CO 气体浓度达到 1.0×10^{-3}(1000ppm)，加之进风巷行人困难，最小断面仅 $0.3m^2$，回风巷灾区线路长达 1000m，救灾人员无法正常进入，工作面被迫再次封闭。

9 月 1 日，按照“锁风逐段启封”的方式，对进风巷进行大规模的扩修，以保证巷道畅通；并对扩棚段全部进行防火处理。到 9 月底，全部扩修完毕，开始通过进风巷向火区不间断注氮。

10 月 10 日，开始由切眼下口进入工作面，进行逐段锁风处理发火点。同时，向未启

封的区域内足量注入氮气，防止向火区漏风；在已通风的地段开掘灭火钻场，利用钻场施工灭火钻孔，进行注浆、注化学凝胶及注氮等，对发火点进行彻底处理，依此循环，逐步缩小火区范围。锁风灭火启封及灭火钻场如图 9－2－52 所示。11 月 1 日，工作面恢复全负压通风；11 月 25 日，工作面恢复正常生产。

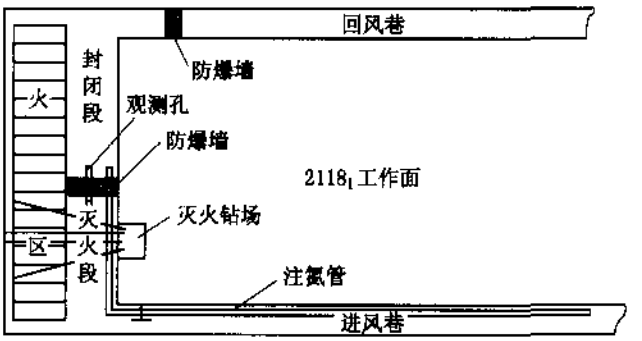


图 9－2－52 锁风灭火启封示意图

2.5.2.2 采空区自燃火灾事故

新疆大黄山煤矿 +858 工作面顶层采空区存有火区，因漏风裂隙复杂，无法有效封堵，2009 年 10 月 13 日工作面回风流 CO 浓度达 $1.4\times10^{-4}\sim2.0\times10^{-4}$（140～200ppm），上隅角后部空间 CO 浓度达 $8.0\times10^{-4}\sim2.0\times10^{-3}$（800～2000ppm），严重威胁该面的安全。

1. 发火事故经过

新疆大黄山煤矿始建于 1958 年，是新疆生产建设兵团的骨干矿井，采用斜井多水平开拓，核定生产能力 1150kt/a。+858 工作面顶部为仓储式已采毕的中大煤层采空区，二者之间隔离岩层厚度 10m（垂距），且岩层较硬，该面共安装 38 副支架。中大煤层在该区段距地表较浅，漏风裂隙多且复杂，且其顶部还存有火灾区。工作面及火灾位置示意图如图 9－2－53 所示。

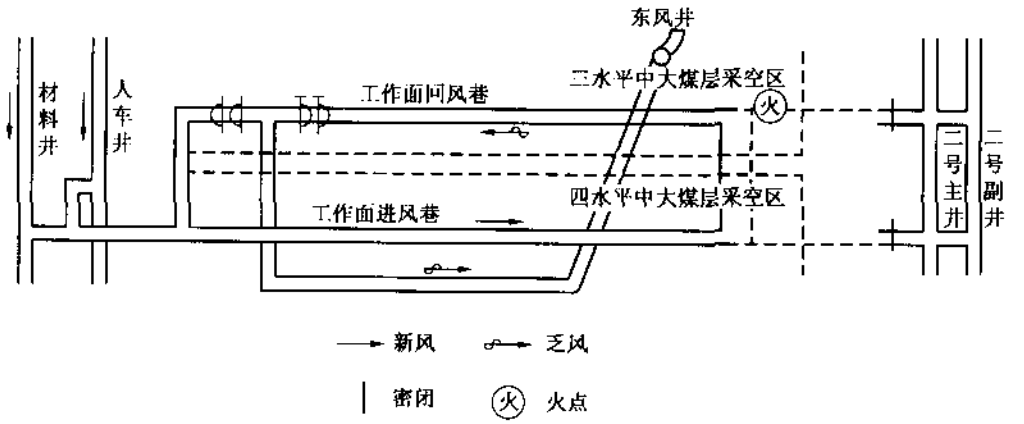


图 9－2－53 +858 工作面及火区位置示意图

2009年10月12日6点左右，+858工作面35架顶梁缝隙出微烟，回风流CO浓度超过4.0×10^{-5}(40ppm)，上隅角后部空间CO浓度达到3.0×10^{-4}(300ppm)。上午11点左右，35架顶部岩层的缝隙开始向外逸出较浓的黄烟，该面回风流CO浓度超过1.0×10^{-4}(100ppm)，上隅角后部空间CO浓度达到5.0×10^{-4}(500ppm)以上。虽然迅速采取向上层采空区打钻注浆等措施，但效果不明显。13日，上层采空区的火情明显恶化，工作面回风流CO浓度达到$1.4\times10^{-4}\sim2.0\times10^{-4}$(140～200ppm)，上隅角后部空间CO浓度达到$8.0\times10^{-4}\sim2\times10^{-3}$(800～2000ppm)。

2. 事故原因

(1) 漏风裂隙十分复杂，根本无法进行有效封堵；中大煤层利用仓储式开采，回采率较低，采空区遗留煤炭多。

(2) 技术管理不足，未能很好地将上层采空区的资料填图存档，无法对发火区域和火情的发展势态进行科学判断。

(3) 防灭火应急处理手段欠缺，可选择的治理技术有限，致使无法快速实施“大范围、大高度、强渗透”的治理技术对火区进行有效控制。

(4) 工作面与上层采空区间隔岩层较厚，35架以上区域的顶板跨落位置滞后于支架尾梁4～8m，上隅角建墙封堵困难，不能截断采空区的主要漏风出口，无法控制向火区的漏风量。

3. 火灾治理经过

针对上层采空区的资料缺失和漏风极其复杂的状况，结合灾区仪波及工作面上隅角及其回风流的实际。火灾治理的前期，主要采取以下措施：

(1) 除坚持班班建墙封堵工作面下隅角向采空区漏风的主要入口外，还向采空区大量注氮；坚持每天对35架及其以上区域的架后喷洒黄土进行覆盖隔断，并在上隅角处向采空区压管注氮，减少采空区的漏出风量。

(2) 向上层采空区补打钻孔，大量灌注黄泥浆、三相泡沫和氮气，对上层采空区实施降温和惰化，抑制火区继续恶化。

(3) 加快工作面推进速度，使火区及早窒息。

上述措施实施后，火情有所控制，但工作面回风流CO浓度仍在$4.0\times10^{-5}\sim1.0\times10^{-4}$(40～100ppm)，上隅角后部空间CO浓度达到$3.0\times10^{-4}\sim5.0\times10^{-4}$(300～500ppm)。针对火情变化势态，除继续实施前一阶段的治理措施外，开始对工作面实施局部通风机与调节风门联合的高压能均压，抑制向火区的漏风供氧量和CO气体的涌出量。均压后的第二天，工作面回风流的CO浓度降到$5.0\times10^{-6}\sim1.3\times10^{-5}$(5～13ppm)，上隅角后部空间CO浓度达以$3.0\times10^{-5}\sim6.0\times10^{-5}$(30～60ppm)，工作面继续快速推进50m后，开始恢复正常推进。但考虑工作面顶部采空区的复杂性，均压措施继续实施。

2.5.2.3　溜煤眼火灾事故

河南义马耿村煤矿受小煤窑乱采滥挖采动影响，裂缝漏风，2001年2月13日造成废弃煤仓自然发火，因灭火措施不力，火灾迅速蔓延，巷道垮塌，风量下降，火灾风流逆转，终因无法救护，采区被迫封闭。

1. 事故经过

耿村煤矿生产能力达3500kt/a，矿井采用斜井单水平上、下山开拓方式。矿井通风方

式为分区抽出式。矿井瓦斯绝对涌出量为 17.79m³/min，相对瓦斯涌出量为 6.64m³/t，煤层容易自燃，煤的自然发火期为 1 个月左右，最短仅为 7 天。

2001 年 2 月 13 日晨 3 时 30 分，耿村矿东三采区一废弃煤仓发生了严重的自燃火灾，火灾产生的高温高热气流引燃了 2－3 煤回风斜巷并迅速蔓延到采区总回风巷。由于采区总回风巷受小煤窑滥采滥挖的影响，巷道严重变形。发火后，该段巷道迅速垮塌，东三采区风量急剧下降，风流紊乱，高温烟流发生逆转，巷道的能见度极低，抢救事故人员无法正常开展工作，且井下局部地点瓦斯含量逐步达到爆炸界限，被迫对采区进行了封闭。耿村煤矿“2001·2·13”自然发火事故示意如图 9－2－54 所示。

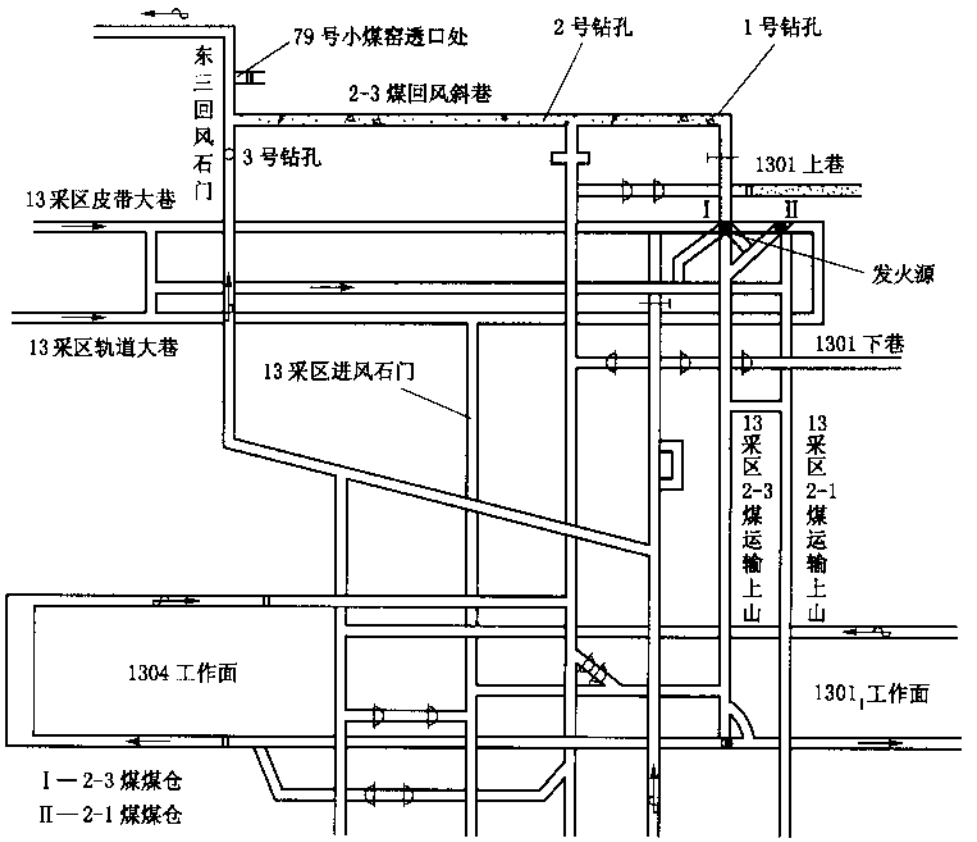


图 9－2－54 耿村煤矿“2001·2·13”自然发火事故示意图

2. 事故原因

（1）小煤窑乱采滥挖，与 13 采区回风石门打透，受采动影响裂缝漏风，造成煤炭自然发火，是事故的主要原因。

（2）2－3 煤原煤仓封填材料多为可燃性物质，煤仓下口封闭不严，裂缝漏风，造成自燃；灭火措施实施过程中密闭墙位置不当，导致漏风增加，火势变大，是事故发生的直接原因。

（3）煤层出现自然发火征兆后，尽管对煤仓重新封填制定有周密的措施，但措施落

实力度不够。从2月2日到2月13日，由于火区灭火水量不足，注浆工作没有落到实处，也没有按措施要求进行填土。

（4）防灭火设施不健全，且总回风巷内的临时支护有可燃性材料。

3. 火灾治理及恢复生产经过

考虑火区范围大、瓦斯浓度高，首先采取地面打钻孔注水、注浆和胶体泥浆等措施，在全面治理废弃的2－3煤煤仓、原回风斜巷和13采区回风石门火区的同时，对2－3煤回风斜巷、2－3煤绞车房以北巷道和13采区回风石门进行封堵隔离。

火区被封堵隔离后，将矿井的副二斜井改做临时回风井，在井口安设两台DK40N$_0$15型（功率2×37kW）对旋式主要通风机的同时，副二井底新掘60m巷道与东大巷连通，将13采区轨道大巷和运输大巷分别改为采区的回风巷和进风巷，并封闭13采区轨道、运输大巷之间的联络巷。2001年5月3日，13采区临时通风系统形成，为下一步启封工作的安全进行奠定了基础。耿村矿13采区的临时通风系统如图9－2－55所示。

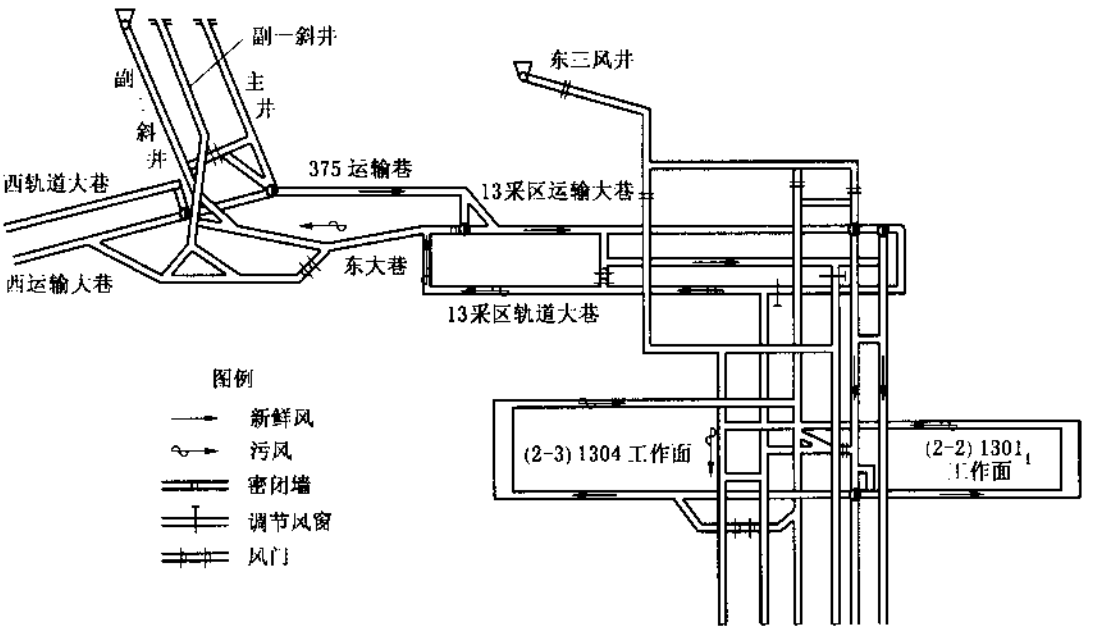


图9－2－55　耿村矿13采区临时通风系统示意图

5月7日，控制13采区的供风量，进入采区侦察火区治理效果的同时，对2－3煤轨道上山上部火区、2－3煤运输上山煤仓上部火区和13采区回风石门火区及1304上下巷实施封闭隔离后，按照先排放上山，再锁风排放1301$_1$工作面，最后排放采区下山的顺序，排放了采区巷道内的瓦斯。5月13日，1301工作面恢复生产。

6月13日，按照“锁风逐段启封”的方式，开始启封2－3煤的1304工作面。启封时，按照“先上巷，再下巷，最后工作面”的顺序，依此有序进行。7月12日，工作面形成全负压通风系统后，迅速在工作面内开设防火钻场，对1－7架支架顶部的高温点进行灌浆、注胶防火处理。

7月20日，13采区新施工的340m回风巷顺利贯通，13区的通风系统恢复至灾前正常系统，整个矿井的灾区恢复生产与处理工作结束。

2.5.2.4 输送带火灾事故

1988年9月24日，河北峰峰薛村矿五盘区运输上山带式输送机因运行状态与运行环境不良，导致输送带打滑，驱动滚筒与输送带摩擦起火，致使13人遇难。

1. 事故经过

9月24日夜班，五盘区运输上山的两部带式输送机机头处输送带着火，火焰有一尺来高，在场的调度员与一名瓦斯检查员拿了两个泡沫灭火器，迅速赶到事故现场进行灭火，但因火势太大，输送带已逐渐延燃，灭火无效。

当天夜班，96501工作面共计31人，当他们发现浓烟并感到呼吸困难时就急忙从工作面撤出。除由工作面往下经运输巷跑到采区进风巷的18名工人脱险外，工作面未及撤退的5人和向回风巷撤退的8人全部遇难。

2. 事故原因分析

（1）输送带运行状态与运行环境不良。一是拉水煤，刮板输送机运转时，水煤过于集中，导致了输送带跑偏、打滑，大量水煤泄到底输送带上，同时也使得输送带与主滚筒之间的摩擦系数减小。二是对输送带下积煤没及时清理，导致带式输送机机头处15m距离内有16个底托辊不转，有的已磨平，加大了输送带的运行阻力。三是巷道局部片帮，掉下的碴块积压输送带，造成输送带张力增大，导致输送带打滑，驱动滚筒与输送带摩擦而起火，这是酿成此次事故的直接原因。

（2）其他原因。设备防护和安全设施不完备，如使用非阻燃输送带，现场没有灭火器；管理不善、责任制度不落实；输送带维修工脱离工作岗位十多分钟，未能及时发现输送带受阻，而且发现着火没采取就地灭火措施，这些也是造成事故的重要原因。

3　顶板事故与冲击地压灾害防治

3.1　采场顶板事故及预防

3.1.1　采场顶板事故分类及预防

3.1.1.1　顶板事故分类

人们在地下进行采掘活动中，如果对煤层顶板控制不当，顶板就会冒落下来，轻则影响生产，重则造成人员伤亡，这就是顶板事故。

关于采场顶板事故分类，有关专家学者根据个人的实践与研究，提出了不同的看法。按冒顶的力学原因来进行分类，采场顶板事故可分为压垮型、漏冒型与推垮型三大类。压垮型冒顶是由垂直于层面方向的顶板力压坏采场支架而导致的冒顶；漏冒型冒顶是因已破碎顶板没有得到有效防护受重力作用冒落而导致的冒顶；推垮型冒顶则是由平行于层面方向的顶板力推倒采场支架而导致的冒顶。此外，还可能出现综合类型的冒顶。

按力学原因划分的采场顶板事故分类方案如下：

1. 压垮型冒顶（主要发生在基本顶来压时）

（1）垮落带基本顶岩块压坏采场支架导致的冒顶。

（2）垮落带基本顶岩块冲击压坏采场支架导致的冒顶。

（3）垮落带或断裂带基本顶旋转下沉时压坏采场支架导致的冒顶。

2. 漏冒型冒顶

（1）大面积漏冒型冒顶。

（2）局部漏冒型冒顶：①靠煤壁附近漏冒型冒顶；②采场两端（机头机尾处）局部漏冒型冒顶；③放顶线附近漏冒型冒顶。

3. 推垮型冒顶

（1）金属网下推垮型冒顶。

（2）采空区冒矸冲入采场的推垮型冒顶。

4. 综合类型冒顶

（1）厚层难冒顶板（基础岩层厚度大于4m）导致的冒顶（在这种顶板下主要是大面积的压，但不排除一定条件下采空区冒矸冲入采场的推）。

（2）地质破坏带附近的局部冒顶（主要在断层附近，压、漏、推都可能发生）。

（3）大块游离顶板导致的冒顶（复合顶板推垮型冒顶、冲击推垮型冒顶、大块游离顶板旋转推垮型冒顶）。

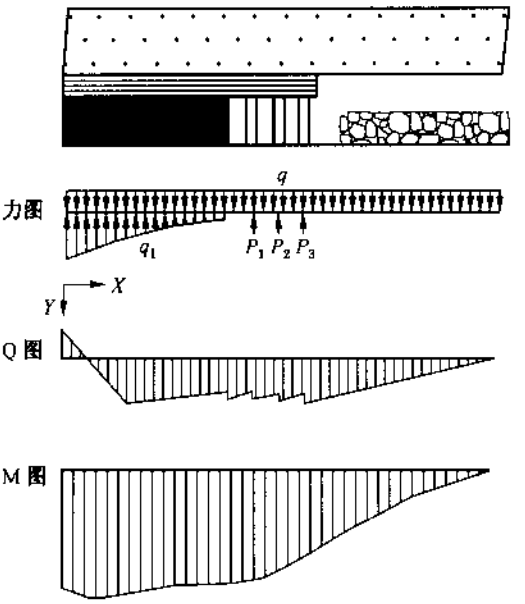
下面按压垮型、漏冒型、推垮型，以及综合类型冒顶的顺序，分别阐述其机理及预防措施。

3.1.1.2　压垮型冒顶的机理及预防措施

1. 有关基本顶来压的两个问题

（1）当支架或支柱的初撑力较低时，基本顶往往断裂在煤壁之内。

基本顶断裂位置的力学模型如图9-3-1所示。如果支柱的初撑力很低，当基本顶未断裂时，支柱工作阻力就很小，不足以平衡煤壁后方基本顶岩层的重量，必须与煤体一起来支撑基本顶岩层，这就导致基本顶岩梁剪应力为零的点在煤壁以内，如图9-3-1中的Q图所示。因而与剪应力为零点相对应的基本顶岩梁弯矩最大点也在煤壁之内，如图9-3-1中的M图所示。



q—基本顶的均布载荷；P_1，P_2，P_3—扣除直接顶岩层影响后的支柱对基本顶的支撑力；

q_1—扣除直接顶岩层影响后的煤体对基本顶的支撑力分布

图9-3-1 基本顶断裂位置的力学模型

随着回采工作面的推进，基本顶岩梁悬露愈长，弯矩值就愈大。当由弯矩最大值所决定的拉应力超过基本顶岩石的抗拉强度时，基本顶就会折断。可见基本顶岩层是在剪应力为零点即弯矩最大点处断裂的。当支架或支柱初撑力较小时，这个点在煤壁之内。目前，回采工作面所用支架或支柱的初撑力一般都不大，因此多数工作面的基本顶是断裂在煤壁里面。

如果基本顶岩层在采空区侧还受有剪力（图9-3-2），或基本顶上位岩层对基本顶还施加有力（图9-3-3），则基本顶在煤壁内断裂的性质不会变，只是断裂位置可能更深入煤体而已。

实践表明，随着基本顶及其支撑条件的不同，基本顶在煤壁内的断裂点距煤壁的距离由一两米至十几米不等。

（2）基本顶可能是垮落带中的岩层，也可能是断裂带中的岩层。如果是垮落带的岩层，在初次来压后会在采空区以悬臂梁状态出现；如果是断裂带的岩层，则会在回采过程中以砌体梁结构出现。

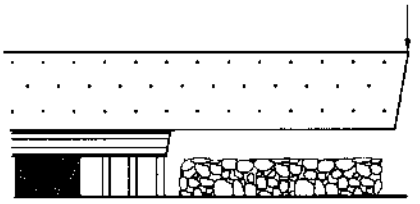


图9-3-2　基本顶受后面岩块施加的剪力

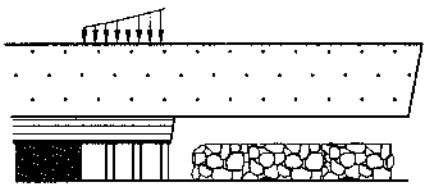


图9-3-3　基本顶受上位岩层施加的分布力

2. 机理及预防措施

20世纪50年代，我国回采工作面中主要使用木支架，由于它的可缩量小，当时支护密度也小，基本顶来压时往往被折断，导致出现压垮型冒顶事故。20世纪50年代末期，回采工作面中开始使用（金属）摩擦支柱，随后得到普遍推广，使压垮型冒顶事故得到一定的抑制。20世纪70年代以来，相当多的回采工作面已经使用单体液压支柱，不少工作面还用上了液压支架。由于这些支架的工作阻力较大，可缩量也较大，能够适应基本顶的下沉，并有足够的支撑力与顶板压力相抗衡，因而大大降低了基本顶来压时压垮型冒顶的威胁。

目前，对基本顶来压导致的压垮型冒顶，还是有研究的必要。因为在一些小型矿井，回采工作面中还有使用木支架的；有些使用金属支柱的回采工作面，由于支护参数不合理，还有发生压垮型冒顶的；此外，应用液压支架的工作面也有发生压垮型冒顶事故的情况。

1）顶板条件

基本顶来压时可能发生压垮型冒顶的煤层顶板条件：

（1）直接顶比较薄，其厚度小于煤层采高的2～2.5倍。

（2）直接顶上面基本顶分层基础岩层厚度小于4m。

2）冒顶的机理

在下列三种情况下，基本顶来压时可能导致发生压垮型冒顶事故：

（1）垮落带基本顶岩块静载荷压坏采场支架导致冒顶。基本顶来压时，断裂、下沉的基本顶岩块要挤压采场支架，如果采场支架的支撑力不足，就会被压坏而导致冒顶。最不利的情况如图9-3-4所示。垮落带基本顶岩块前端已露出工作面煤壁，后端又未接触采空区垮落矸石，这时基本顶岩块的整体重量全部由采场支架承受，发生压垮型冒顶的可能性最大。

（2）垮落带基本顶岩块动载荷压坏采场支架导致冒顶，如图9-3-5所示。由于采场支架的初撑力不足，在基本顶岩块未明显运动之前，直接顶与基本顶已发生离层（图9-3-5a）；当基本顶岩块向下运动时，采场支架要承受冲击动载荷，支架容易被损坏，从而导致冒顶（图9-3-5b）。

综采工作面如遇基本顶冲击来压，可能将支架压死、压坏（立柱液压缸炸裂、平衡千斤顶拉坏等）或压入底板，从而导致顶板事故。

（3）垮落带或断裂带基本顶旋转下沉时压坏采场支架导致冒顶。当垮落带或断裂带基本顶断裂、旋转、下沉、触矸时，如果采场支架的可缩量小于顶板下沉量，就可能被压

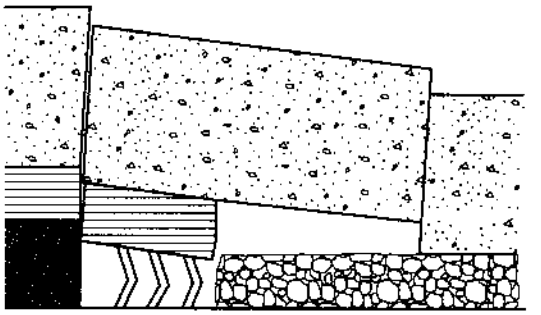
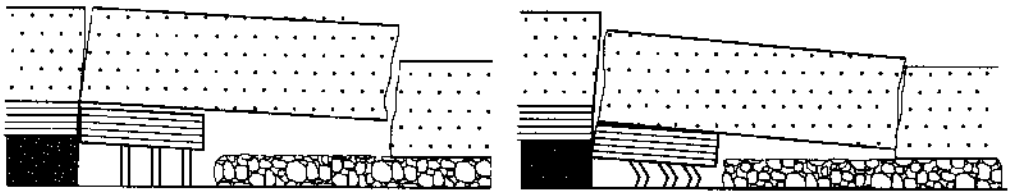


图9-3-4 垮落带基本顶岩块静载荷压坏采场支架



(a) 离层 (b) 冲击压坏支架

图9-3-5 垮落带基本顶岩块动载荷压坏采场支架

坏从而导致冒顶。垮落带或断裂带基本顶岩块后端已接触采空区垮落矸石，这时采场顶板下沉量最大，所需支架可缩量也最大，如图9-3-6所示。

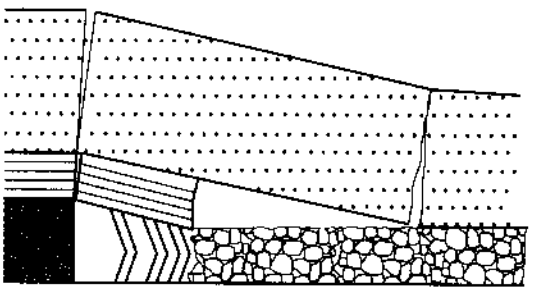


图9-3-6 断裂带基本顶压坏采场支架

如果支架可缩量较小，当垮落带或断裂带基本顶岩块后端未接触采空区垮落矸石时，支架就可能已被压坏。此外，如果旋转下沉的是断裂带基本顶，由于断裂带基本顶本身不会冒落，采场支架被压坏后，冒下的只是垮落带岩层。

3）预防冒顶的措施

为预防发生基本顶来压时的压垮型冒顶事故，应采取下列措施：

（1）采场支架的支撑力应能平衡最不利情况下垮落带直接顶及基本顶岩层的重量。

（2）采场支架的初撑力应能保证直接顶与基本顶之间不离层（专门试验表明，当支

架初撑力足够大时，可令直接顶沿放顶线切断而不在煤壁处断裂，从而可保持直接顶与基本顶之间不离层）。

（3）采场支架的可缩量应能满足垮落带或断裂带基本顶最大下沉的要求。

回采工作面超前20m或更大范围内的两端巷道，因受工作面前方支承压力的作用，受压较大，为防压坏支架应加强支护。通常做法是：超前煤壁20m（在大采高综采及综采放顶煤工作面，应超前50m或更大）范围内的两巷必须加强支护；如果是保护层开采，则超前煤壁30m或更大范围内的两巷必须加强支护，防止超前压力引起工作面前方两巷煤与瓦斯突出。

3.1.1.3　漏冒型冒顶的机理及预防措施

发生漏冒型冒顶，是由于采场上面直接顶软弱破碎。对于软弱破碎顶板，主要是用采场支架将其护好。应用自移支架的综采工作面，支架宜选用掩护式或支撑掩护式；应用单体支柱的工作面，支柱上应有顶梁，顶梁上要背板和护顶材料，甚至要全封闭背护，此外，柱距宜小于0.7m。

漏冒型冒顶包括大面积漏冒型冒顶、靠煤壁附近局部冒顶、采场两端局部冒顶，以及放顶线附近局部冒顶。

1. 大面积漏冒型冒顶

大面积漏冒型冒顶的条件有：直接顶异常破碎；煤层倾角较大。

1）冒顶机理

由于煤层倾角较大，直接顶又异常破碎，采场支护系统中如果某个地点失效发生局部漏冒，则紧邻局部漏冒地点支架上方的碎顶在自然安息角以上部分会在重力作用下冒落，从而使该支架失稳倾倒，引发该支架控制的其余碎顶也冒落。这种现象会沿工作面往上逐个支架发生。因此，只要某个地点发生局部漏冒，破碎顶板就有可能从这个地点开始沿工作面往上全部漏空，造成大量支架失稳倾倒，导致漏垮工作面，如图9-3-7所示。

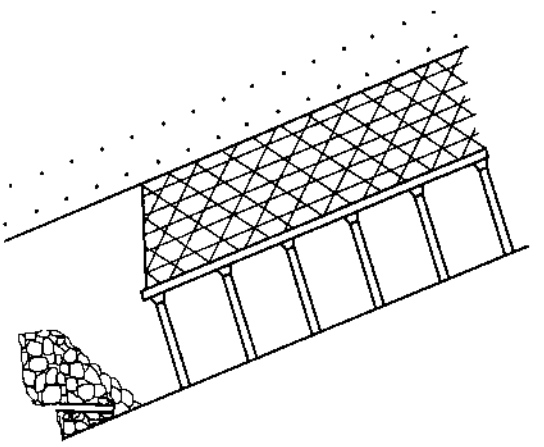


图9-3-7　工作面漏垮示意图

2）预防措施

预防大面积漏冒型冒顶的措施主要有4条：

（1）选用合适的支柱，使工作面支护系统有足够（合适）的支撑力与可缩量。

（2）采煤后及时支护，甚至要掏梁窝，同时顶板必须全封闭背护背实，梁头顶紧煤壁。

（3）严防爆破、移溜等工序弄倒支架引发局部漏冒。

（4）采场内任何一处出现小型冒顶，必须及时进行护顶，防止引起漏冒型冒顶。

由于漏冒型冒顶顶板黏结性差，较破碎，因此支护系统的初撑力不宜过大，否则会人为破坏顶板的完整性而导致漏冒型冒顶事故的发生。初撑力的大小应与防压、防推一起考虑。

2. 靠煤壁附近局部冒顶

1）冒顶机理

由于原生构造以及采动等原因，在一些煤层的直接顶中，存在“人字劈”、“升斗劈”（图9-3-8），或其他形状的游离岩块。在采煤机采煤或爆破落煤后，如果支护不及时，端面距（第一排支架顶梁前端至煤壁的距离）过大，这类游离岩块可能突然冒落，造成局部冒顶事故。

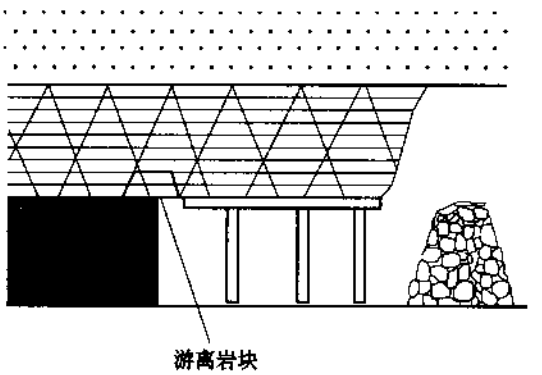


图9-3-8 顶板中的游离岩块

当采用爆破法采煤时，如果炮眼布置不恰当或装药量过多，也可能在爆破时崩倒第一排支架，扩大了无支护空间，从而导致局部冒顶。

2）综采工作面靠煤壁附近局部冒顶的预防措施

（1）提高支架的初撑力使端面冒高不超过300mm，采用及时支护的移架方式（采煤机割煤后先移架再推输送机），并使端面距不超过340mm。

（2）当采高大于2.5～3.0m时，支架应带护帮装置，以免煤壁片帮扩大到无支护空间。

（3）如果碎顶范围比较大（过断层破碎带等），则应对破碎直接顶注入树脂类黏结剂使其固化，以防止冒顶。

3）单体支柱工作面预防煤壁附近局部冒顶措施

（1）采用能及时支护悬露顶板的支架，并使端面距不大于200mm。当采煤机截深很小时，可用正悬臂交错顶梁支架（图9-3-9）或正倒悬臂错梁直线柱支架（图9-3-10）。当顶板很破碎、采煤机截深为0.5m时，可用HLD-500型

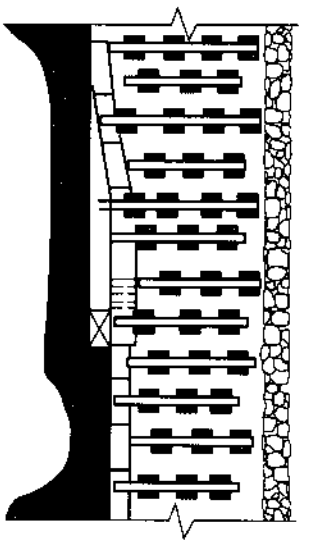
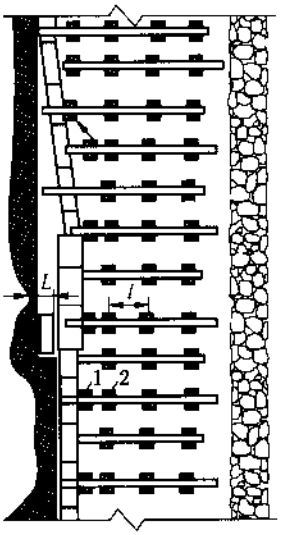


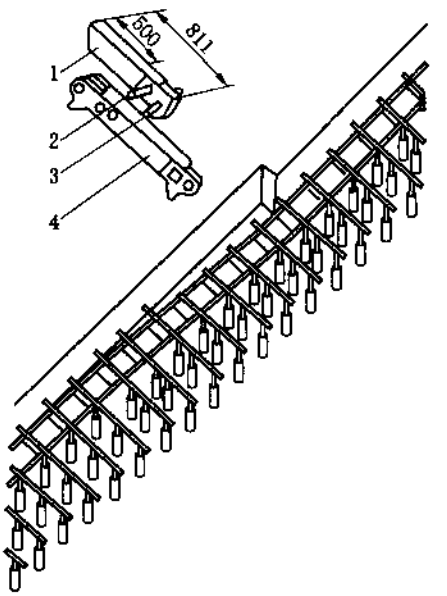
图9-3-9 正悬臂交错顶梁支架

短梁（图9-3-11）与1m长铰接顶梁配合使用；在机道宽度为1.15m而又未接短梁时，若柱前后梁长为0.6m和0.4m，则端面距为0.55m，接一节0.5m的短梁后，端面距就只有0.05m；采煤机割第一刀煤后，在顶梁上接一根顶梁，支临时柱，端面距还是0.05m，采煤机割第二刀煤后，支正常柱，拆临时柱，在新支顶梁上固定短梁，端面距又是0.05m，如图9-3-12所示。如果沿工作面有部分范围顶板异常破碎，可在金属支柱铰接顶梁基础上，增设一些长钢梁抬棚，并让抬棚顶梁顶紧煤帮；必要时可在煤帮上挖梁窝，抬棚顶梁伸入梁窝架设。此外，在金属网下，还可以采用长钢梁对棚迈步支架（图9-3-13）。在架设支架前还必须敲帮问顶，以防止掉落岩块伤人。



1—临时柱；2—基本柱；
L—采煤机截深；*l*—支柱排距

图9-3-10　正倒悬臂错梁直线柱支架



1—短梁；2—连接圆销；
3—楔件；4—顶梁

图9-3-11　短梁结构及安装示意

（2）炮采时，炮眼布置及装药量应合理，尽量避免崩倒支架。顶眼距顶板不小于0.2m，爆破时尽量不破坏顶板。

（3）提高支柱初撑力，使端面冒高不超过200mm。

3. 采场两端局部冒顶

单体支柱工作面，其采场两端包括工作面两端的机头机尾附近以及与工作面相连的一段巷道。

1）机头机尾处

在工作面两端机头机尾处，经常要进行机头机尾的移置工作，就在拆除老抬棚支设新抬棚时，碎顶可能进一步松动冒落。

为预防采场两端发生漏冒，可在机头机尾处各应用四对一梁三柱的钢梁抬棚支护（四对八梁支护，图9-3-14），每对抬棚随机头机尾的推移迈步前移；或在机头机尾处

采用双楔铰接顶梁支护（一般铰接顶梁，加上楔子后，不能向下弯，但能向上弯，双楔铰接顶梁则向下向上均不能弯）。

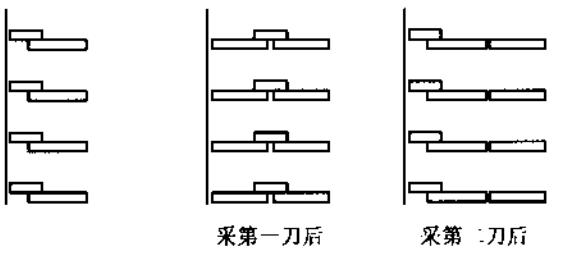


图9-3-12 短梁与顶梁配合情况

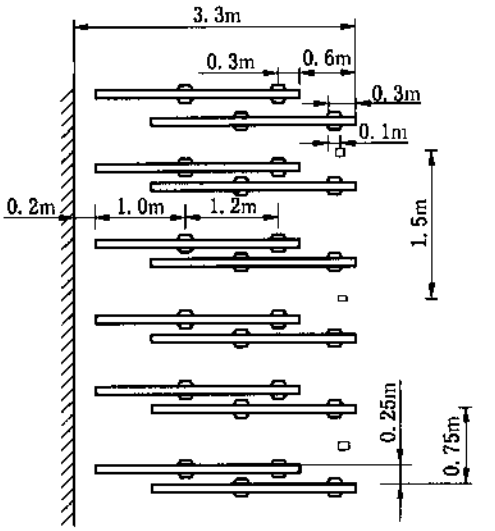
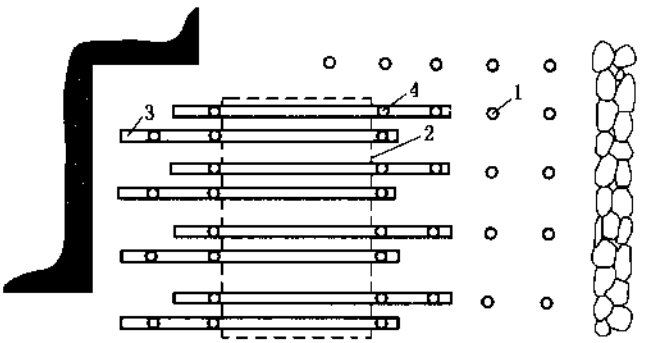


图9-3-13 p型长钢梁对棚迈步支架



1—支柱；2—机头位置；3—固定梁（下次移机头时）；
4—移动梁（下次移机头时）

图9-3-14 四对八梁支护

2）工作面与巷道交接处

在工作面与巷道交接处，由于巷道支架的初撑力一般都很小，很难控制直接顶的下沉、松动甚至破碎。当直接顶是薄弱软岩层时则更是这样。随着回采工作面的推进，交接处需去掉原巷道支架靠工作面的一条腿，并换用抬棚支承巷道支架的顶梁，这时如果支护操作不当，可导致碎顶冒落。

为保证安全，在工作面与巷道交接处，宜用一对抬棚迈步前移，托住原巷道支架的顶梁（俗称托梁）。也有煤矿用下面的方法：

（1）利用“四对八梁”中的一对作为工作面与巷道交接处的迈步抬棚。

（2）综采时，如果工作面两端没有应用端头支架，则在工作面与巷道交接处，也需用一对迈步抬棚。

4. 放顶线附近局部冒顶

放顶线附近局部冒顶主要发生在使用单体支柱的工作面。

放顶线上支柱受力不均匀，当回撤“吃劲”的支柱时，往往支柱一倒下，顶板就冒落。如果回柱工人来不及退到安全地点，就可能被砸着而造成顶板事故。这种情况在分段回柱回撤最后一根支柱时，尤其容易发生。

采用单体液压支柱的工作面，由于可远距离回柱（人员站在回柱点上方2～3m的安全地点进行远距离卸载和拉柱），一般回柱时不会发生伤人的事故。

3.1.1.4　推垮型冒顶的机理及预防措施

1. 金属网下推垮型冒顶

在应用倾斜分层下行垮落金属网假顶走向长壁采煤法时，如果工作面内使用单体支柱，可能发生金属网下推垮型冒顶事故。

1）发生冒顶的条件

（1）据事故案例统计，煤层倾角在20°以上。

（2）金属网上的碎矸石与上部断裂了的硬岩大块之间存在空隙，从而形成悬浮顶板。当上下分层开切眼垂直布置时，在下分层开切眼附近，金属网上的冒矸与上部断裂了的硬岩大块之间存在空隙，即下分层开切眼附近存在悬浮顶板，如图9－3－15所示。当下分层开切眼内错布置或垂直布置但工作面已推过三角形空隙区时，虽然金属网上的碎矸与上部断裂了的硬岩大块之间不存在空隙，但是一般也难以胶结在一起，如图9－3－16所示。松散顶板因支柱初撑力小，与上部硬岩没顶紧，转化为悬浮顶板。

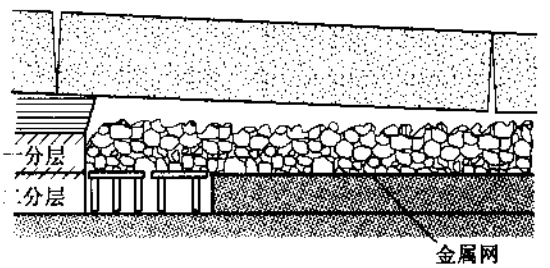


图9－3－15　上下分层开切眼垂直布置时的顶板情况

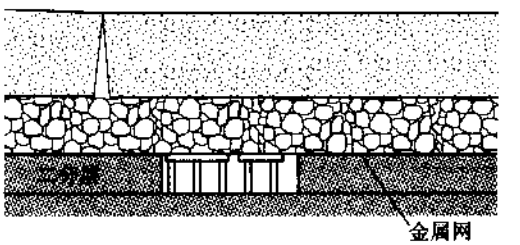


图9－3－16　下分层开切眼内错布置时的顶板情况

（3）使用单体支柱的工作面。

2）金属网下推垮型冒顶的特点

（1）冒顶多数在初次放顶前后发生。

（2）多数是无征兆的突然推垮，少数工作面推垮前发生柱子向下斜，也就是前兆。

（3）推垮前支柱受力一般不大。

（4）推垮后支柱没有折损，多数是沿倾斜方向被推倒，也有向采空区方向推倒的。

（5）推垮后上位断裂的硬岩大块大面积悬露，少数工作面则从上位岩层掉下几个大块。

（6）发生推垮时大多数速度很快，人力无法抗拒。

（7）推垮特别容易在回柱时发生。

（8）多数工作面采用摩擦支柱。

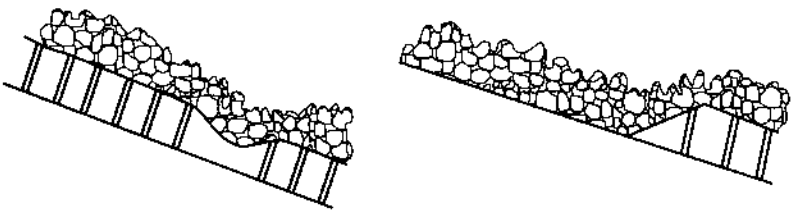
3）金属网下推垮型冒顶的机理

金属网下推垮型冒顶的全过程分为两个阶段，而且各有原因。

（1）形成网兜阶段。这是由工作面内某位置支护失效导致的，如图9-3-17a所示。这时如果周围支架的稳定性好，一般不会发展到第二阶段，即还不至于发生冒顶事故。

（2）推垮工作面阶段。在开切眼附近金属网上面碎矸之上有空隙，或者由于支架初撑力小，而使网上碎矸石与上位断裂了的硬岩大块离层，造成网下单体支柱不稳定，在网兜沿倾斜拉力的作用下，依次使网兜上方的支柱由迎山变成反山，最终造成推垮型冒顶，如图9-3-17b所示。

当然，这两个阶段有可能间隔很短的时间。



(a) 形成网兜　　(b) 推垮工作面

图9-3-17　金属网假顶下推垮型冒顶的过程

金属网下大型冒顶的情况很复杂。除上述推垮型冒顶外，当发生局部破网漏顶，漏顶处以上一定斜长内，金属网兜着碎矸可能以漏顶处为去路，整体运动推倒工作面支架，造成推垮型冒顶。如果网上是散体碎矸，而煤层倾角又较大，一旦某个地点破网漏顶，漏顶处以上工作面则可能发生大面积漏冒型冒顶。

此外，回采第一分层时如果铺顶网，也可能发生推垮型冒顶。某矿1121工作面，直接顶为1.65m碎岩层，再上为铝土砂岩，回采第一分层时铺顶网，在初次放顶时发生推垮型冒顶，沿工作面推垮28m，就是一个实例。

4）预防金属网下推垮型冒顶的措施

防止这类冒顶事故的主要措施是提高支柱初撑力及增加支架的稳定性。

（1）回采第二分层及以下分层时用内错式布置开切眼，避免金属网上碎矸之上存在空隙。

（2）用提高支柱初撑力的方法，让网上碎矸顶紧上位硬岩块，以增加支架稳定性。

（3）用“整体支架”增加支架的稳定性。可以用金属支柱铰接顶梁加拉钩式连接器（一种连接固定一排支柱上下两根柱子的构件，参看后面复合顶板推垮型冒顶预防措施中的有关介绍）的整体支架，或用金属支柱铰接顶梁加倾斜木梁对接棚子的整体支架。

（4）采用伪俯斜工作面，增加抵抗下推的阻力。

（5）初次放顶时要保证把金属网下放到底板。例如，对开切眼内错布置的分层工作面，初次放顶前应把开切眼靠采空区一侧的金属网剪断。

2. 采空区冒矸冲入采场的推垮型冒顶

1）冒顶机理

若煤层直接顶是石灰岩等较坚硬岩层，当其呈大块状在采空区垮落时，可能顺着已垮落的矸石堆冲入采场，推倒采场单体支柱（从根部推倒采场支柱而不是从顶部），从而导致推垮型冒顶，如图 9－3－18 所示。



图 9－3－18　大块冒矸冲入采场推倒支架

2）预防措施

（1）用挑顶等办法使采空区小块冒矸超过采高，从而使大块冒矸无法冲入采场。

（2）用切顶墩柱或特种支柱切断顶板，一方面减小冒矸面积，另一方面阻挡冒矸使其不得冲入采场。

急倾斜煤层工作面，利用俯伪斜分段走向密集采煤法或俯伪斜掩护支柱采煤法时，如果密集支柱初撑力不足或稳定性不好，或密集支柱倾斜间距过大或密集支柱走向控顶距离过小，采空区冒矸也可能冲倒支柱，冲入采场，造成冒顶事故。可在密集支柱下方设斜撑支柱加固以及在两道密集支柱之间设丛柱加强支护和防矸。

3.1.1.5　综合类型冒顶的机理及预防措施

1. 厚层难冒顶板导致的冒顶

当煤层顶板是厚层难冒顶板时，通常要悬露几千平方米，甚至几万平方米才冒落。这样大面积的顶板在极短时间内冒落下来，不仅会产生严重的冲击破坏力，而且会把已采空间的空气瞬时挤出，形成巨大的暴风，破坏力极强，还可能引发瓦斯事故。

1）厚层难冒顶板大面积冒顶的机理

厚层难冒顶板初次破断时，瞬间所有断块全部垮落。只有基本顶呈正“O－X”型破断，且基本顶周边断裂线离采空区煤壁较近、基本顶下面自由空间高度较大时，才可能瞬间全部断块都冒落。

厚层难冒顶板的顶板岩性一般为砂岩、石灰岩等。大面积来压前的主要预兆有煤壁片帮严重、炸裂、煤体破裂声音清脆响亮、木支柱折断、柱帽压裂并发出声响、煤体应力增大和钻孔变形等。

2）厚层难冒顶板大面积冒顶的预防措施

（1）增大工作面长度，使厚层难冒顶板初次破断时呈竖“O－X”型。

（2）厚层难冒顶板下面自由空间高度不大于其基础岩层厚度的一半。

（3）对单体支柱工作面，考虑到采空区冒矸块度较大，放顶线上的支柱应有足够的

支撑力与稳定性，以免被冒矸推倒，条件允许时应尽量使用墩柱。

（4）在开采煤层群时，当下煤层的顶板较软，上煤层的顶板为厚层难冒顶板时，可先开采下煤层，使上煤层及其顶板位于下煤层采后顶板的断裂带内，产生松动和断裂，但又保持一定的完整性。这样一来，当开采上煤层时，也可避免厚层难冒顶板所造成的威胁。

（5）深孔爆破强制放顶法处理顶板。

（6）利用深孔注水改变坚硬顶板难以冒落的性能。

（7）采用充填法管理顶板以控制大面积冒落。

2. 地质破坏带附近的局部冒顶

地质破坏带主要是指煤层和顶板岩层中的断层。

1）单体支柱工作面

断层附近顶板压力大、破碎，支护不好时易发生压垮型或漏冒型冒顶。当碎顶沿倾斜断层面移动时，易推倒支架导致推垮型冒顶。因而在断层附近应增大支护密度，提高支护初撑力，甚至用木垛加强支护，护好碎顶，并用戗棚戗柱增加支架稳定性。

2）综采工作面

综采工作面遇到长度大于5m的平行工作面的断层时，容易发生局部冒顶。此时，支架若有较大的富余阻力，工作面可照常推进；若无，应让工作面与断层斜交。

3. 大块游离顶板导致的冒顶

由于地质构造（断层、裂隙、层理、尖灭等）、旧巷（沿煤层走向或倾斜开掘的巷道，其上直接顶板往往已经破碎）及采动（采场支架初撑力小，导致直接顶板沿工作面煤壁断裂）等原因，造成煤层直接顶板中存在大块游离顶板。它们上面与上覆岩层黏结力很小或不黏结甚至离层，四周与原岩层断开，下面为采空空间。大块游离顶板尺寸有大有小，岩性有硬有软，在一定条件下会导致或大或小的冒顶事故。

大块游离顶板导致的冒顶事故包括：复合顶板推垮型冒顶，冲击推垮型冒顶，大块游离顶板旋转推垮型冒顶。

1）复合顶板推垮型冒顶

复合顶板是指直接在煤层上面、厚0.5～3.0m，易与其上位岩层离层的岩层或岩层组。

应用留煤皮方法采煤时，如果煤皮厚度为0.5～3.0m，而煤皮与顶板又易分离，这时回采工作面也处在复合顶板之下。

应用倾斜分层下行垮落开采厚煤层时，第二分层及以下分层可能处在再生顶板之下。如果再生顶板下部的厚度为0.5～3.0m，其上为较硬岩层或咬合住的断裂岩块，再生顶板下部与它又没有多大的黏结力，则在回采第二分层及以下分层时，该分层也处在再生的复合顶板之下。

（1）复合顶板推垮型冒顶的特点：

① 冒顶前采场顶板压力不大，支架没有变形、损坏，金属支柱没有明显的下缩。

② 多数情况下，冒顶前复合顶板已沿煤帮断裂。

③ 冒顶后支柱没有折损，只是倾倒。多数支柱沿煤层倾斜方向向下倾倒，也有向采空区倾倒。

④ 冒顶后上部岩层大面积悬露不冒，冒落几个大块属个别情况。

⑤ 冒顶在任何工序都有可能发生，但多数发生在回柱放顶过程。

⑥ 冒顶多发生在开切眼附近。

⑦ 多数情况下，冒顶前没有明显征兆，推垮发生时，速度快、来势猛，人力无法抗拒，但有时推垮前有征兆，能发现靠采空区支柱向下倾斜，沿煤帮及采空区边顶板掉碴。

（2）复合顶板推垮型冒顶的机理：

① 离层。由于支柱的初撑力小，在复合顶板的自重作用下，复合顶板与支柱同时下沉下缩，而顶板上位岩层未下沉或下沉较慢（不同步），从而导致复合顶板与其上部岩层间发生离层，如图 9－3－19 所示。

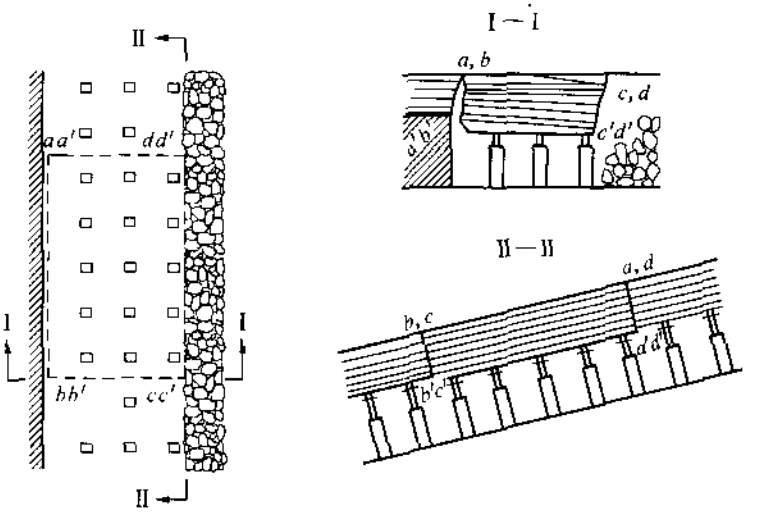


图 9－3－19　复合顶板离层断裂

支柱初撑力小，有 3 方面原因：

a. 支柱初撑力本身就很小；

b. 支柱性能失效，达不到设计的初撑力；

c. 支设时没有按要求施工，没有达到应有的初撑力，或是把支柱支设在浮煤、软底之上，从而使初撑力达不到设计的要求。

② 断裂。由于各种原因，在复合顶板中断裂出一个六面体（大块游离顶板），如图 9－3－19 中的六面体 $abcd\text{-}a'b'c'd'$。此六面体上面不挨上位岩层，四周或已与原岩层断开或以采空区为邻，下面由单体支架支撑，如果周围没有约束，此六面体连同支撑它的单体支架将是个不稳定结构。

复合顶板断裂出六面体有 3 方面原因：

a. 地质构造，即复合顶板中存在原生的断层、裂隙或尖灭构造；

b. 巷道布置，即在工作面开采范围内存在沿走向或沿倾斜的旧巷，由于巷道支架没有多大初撑力，抑制不住巷道上方复合顶板的下沉、断裂；

c. 支柱初撑力低，由于支柱初撑力低，导致复合顶板沿煤帮断裂。

③ 去路和倾角。当六面体周围（一般是沿倾斜下侧或采空区侧）出现一个自由空间，六面体便有了去路；当六面体向去路方向又有一定的倾角时，在自重作用下，六面体就具有向去路方向的推力。

如果沿工作面自上而下至某点处，复合顶板尖灭，这就等于六面体在其倾斜下方有一个天然的去路，再加上煤层有一定的倾角，那就非常危险了。

④ 推力大于阻力。如图 9－3－19 所示，假设 $bb'c'c$ 下侧有自由空间，则六面体 $abcd$-$a'b'c'd'$ 就具有沿倾斜向下的推力。当六面体有向下推的趋势时，$aa'b'b$ 左侧岩层断裂面将产生阻止六面体下推的摩擦阻力；采空区碎矸（如果其高度超过煤层采高）将对 $cc'd'd$ 面产生阻止下推的摩擦阻力；此外，支柱的迎山角也会对六面体的下推有个阻力。只有当总阻力小于六面体向下的推力时，才会发生推垮型冒顶。

应当指出，阻止六面体下推的阻力是变化的，因为摩擦阻力是由岩层及碎矸紧夹六面体而产生的，而且是夹得愈紧摩擦阻力愈大。在这种状态下，如果发生震动，则夹紧力将减小，从而使摩擦阻力变小，可能导致六面体下推力超过总阻力。采场中爆破、采煤机割煤、调整支架、回柱放顶等工序，以及岩层自身的运动，都会或大或小地引起周围岩层产生震动，都会逐次减小阻止六面体下推的阻力。

当采用伪仰斜工作面时，六面体可能推向采空区。多数情况下，六面体可能推向工作面下方，其下推机理相同。

复合顶板工作面最好不要采取伪仰斜布置，那样将人为制造了游离顶板下滑推垮的去路（无阻挡），应尽量按俯斜或俯伪斜布置，有利于防止推垮型顶板事故的发生。

如果在形成离层六面体的时候，已经存在去路与倾角，而且下推力与总阻力已处于临界平衡状态，则只要工作面有点动静，就会发生无征兆的突然的推垮型冒顶。很多工作面的推垮型冒顶都属于这种类型。如果离层六面体的下推力暂时小于总阻力，随着采煤工作的进行，阻力将越来越小，六面体开始运动，阻力变得更小，六面体运动速度越来越快，出现支柱下斜、靠煤帮及采空区处掉碴（由岩石间摩擦而产生的）等征兆，接着就发生推垮型冒顶。

从支护观点考察复合顶板推垮型冒顶可以看出，推垮型冒顶问题不在于支护的支撑力不够，而在于支护的失稳，六面体下滑推垮是因为支护失稳才发生的。换句话说，如果六面体下是稳定性好、能抵抗来自层面方向推力的支架，则也能阻止六面体下推。

（3）采场中容易发生推垮型冒顶的地点：

① 开切眼附近。在这个区域复合顶板上面岩层两侧都有煤柱支撑不容易下沉，这就为复合顶板的下沉离层创造了有利的条件。

② 地质破坏带（断层、裂隙等）附近。在这些地点，复合顶板容易形成六面体。

③ 尖灭构造附近。复合顶板存在尖灭构造，既容易形成六面体又可能给六面体下推去路。

④ 旧巷（走向的或倾斜的）附近。由于旧巷顶板已破坏，增加了在顶板岩层中形成六面体的可能性。

⑤ 掘进工作面巷道时破坏了复合顶板的地点。破坏工作面运输巷的复合顶板，可能给六面体开创一个去路；而破坏工作面回风巷的复合顶板，则可增加产生六面体的可能性。

⑥ 局部冒顶区附近。这些地点也存在“去路”、增加产生六面体的可能性等问题。

⑦ 倾角大的地段。在这些地段，由于重力作用而使六面体沿倾斜下推的力增大。

⑧ 顶板岩层含水的地段。这些地段由于摩擦系数降低，总阻力将大为减小。

总之，在上述地点发生推垮型冒顶的可能性比其他地点大，生产中切不可掉以轻心。

(4) 复合顶板推垮型冒顶的预防措施：

① 做好顶板的预测预报工作。首先预测预报顶板下滑的可能性：是否存在下滑的条件；顶板在倾斜方向上是否被切断而失去上部的牵制作用（走向断层切割，工作面回风巷破顶掘进或者工作面出现局部冒顶）；是否存在允许顶板下滑的空间（运输巷破顶掘进，工作面下部局部冒顶）。然后判断顶板可能下滑的地点和时间。

② 加强日常顶板管理，防止出现局部冒顶事故。

③ 正确进行支护控制设计。

④ 合理选择厚煤层下分层开切眼位置。开采厚煤层下分层时，应将下分层开切眼布置在基本顶中部断裂线（第一次来压步距的一半）之外。因该范围的假顶胶结情况较好。

⑤ 应用伪俯斜工作面并使垂直工作面方向向下倾斜 4°～6°。这个措施的目的是限定六面体只能沿工作面下侧推移，而这条路线阻止推移的摩擦阻力较大。一些局矿曾应用这个措施有效地防止了推垮型冒顶。应当指出，当煤层沿走向起伏不平时，会影响这个措施的效果。

⑥ 掘进工作面巷道时，不破坏复合顶板。

⑦ 工作面初采时不要反推。如图 9－3－20 所示，工作面应向左边推进，但由于煤柱留得过宽，故在初采时反推几排。如果工作面的顶板是复合顶板，开切眼处顶板已经离层断裂，当在反推范围初次放顶时，极容易在原开切眼处诱发推垮型冒顶。

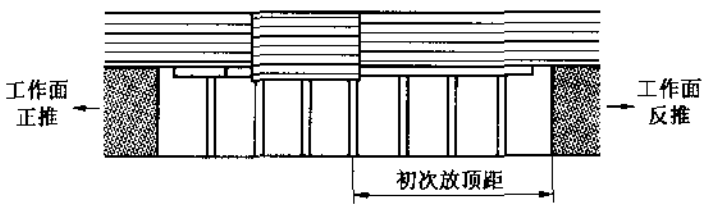


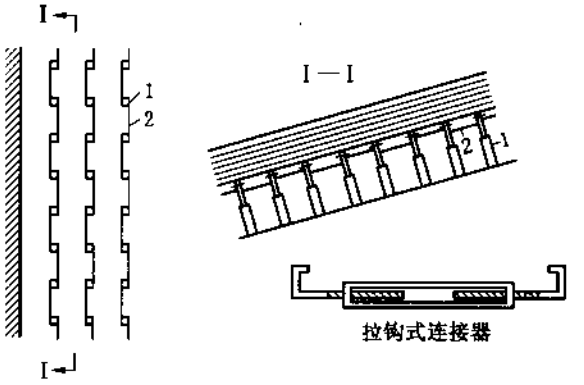
图 9－3－20　工作面初采时反推

⑧ 控制采高，使直接顶冒落后能超过采高。其目的在于：第一，堵住六面体向采空区的去路；第二，在六面体向工作面下方推移时，增加阻止六面体下推的摩擦阻力。

⑨ 应用戗柱戗棚，且迎着六面体可能推移的方向支设。

⑩ 采用“整体支架”。在使用摩擦支柱和金属铰接顶梁的回采工作面中，用拉钩式连接器把每排支柱从工作面上端至工作面下端都连接起来，如图 9－3－21 所示。由于在走向上支架已由铰接顶梁连成一体，再加上沿倾斜用拉钩式连接器也连成一体，这样就在采场中形成了一个稳定的可以阻止六面体下推的“整体支架”。

某矿 1975 年开始回采具有复合顶板的煤层，几乎每个工作面都发生过推垮型冒顶。1982 年下半年开始应用整体支架，基本上治住了复合顶板的推垮型冒顶。由于整体支架



1—金属支柱；2—拉钩式连接器

图9-3-21 拉钩式连接器

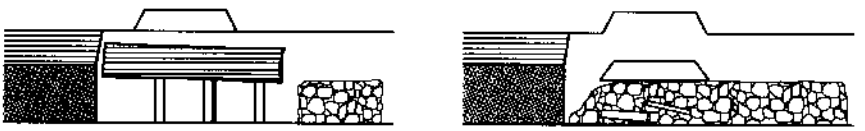
的复杂性，既增加工序又费工时，因此并不是在一个工作面回采的全过程都使用它，而只是在开切眼及地质异常带附近使用。

⑪ 提高单体支柱的初撑力。由于支柱的初撑力小导致复合顶板离层，离层反过来又使工作面支架不稳定。提高单体支柱的初撑力，使初撑力不仅能支承住复合顶板，而且能把复合顶板贴紧上面岩层，让其间的摩擦力足够阻止复合顶板下滑，从而支架本身也能稳定。

2）冲击推垮型冒顶

当煤层顶板的下位分层容易离层而且工作面又使用单体支柱时，在下列两种情况下，可能发生冲击推垮型冒顶。

（1）下位分层先离层、断裂成大块游离顶板，然后上位岩层中掉下大块矸石砸在下位游离顶板上，导致推垮型冒顶，如图9-3-22所示。



(a) 离层断裂成大块游离顶板　　(b) 下砸推垮

图9-3-22 冲击推垮型冒顶

（2）下位分层先离层，上位岩层中掉下大块矸石冲击已离层了的下位分层，使其产生大块游离顶板并导致推垮型冒顶。

预防冲击推垮型冒顶的措施有3条：①提高支柱的初撑力，避免下位分层离层；②提高支护系统的稳定性，避免被推垮；③尽量缩小工作面控顶距，避免上位岩层在控顶距内垮落。

基本顶来压时，如果直接顶已离层，也可能产生冲击推垮型冒顶。但是，在这种条件

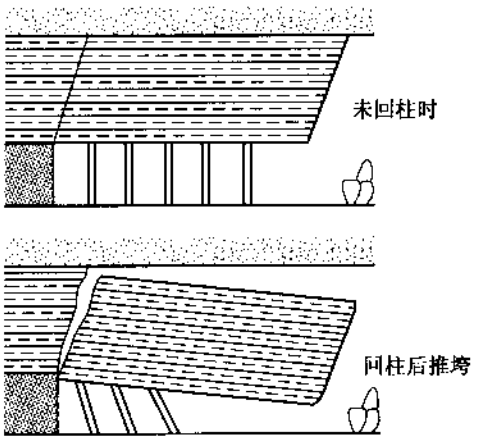


图9-3-23　游离顶板旋转推垮冒顶

下，主要是产生冲击压垮型冒顶。预防产生冲击压垮型冒顶的主要措施是不让直接顶与基本顶之间离层，这一条也能预防冲击推垮型冒顶。

3）大块游离顶板旋转推垮型冒顶

当煤层顶板存在由断层、裂隙、层理或薄弱岩层切割成的大块游离顶板时，这个游离顶板可能旋转而下，把工作面单体支柱向煤壁推倒，造成推垮型冒顶事故，如图9-3-23所示。

大块游离顶板的厚度可达6m，长度可达20m左右，宽度可以自煤壁到采空区顶板悬顶末端。岩性一般是中等稳定及以上，在采空区往往出现较长悬顶。

预防大块游离顶板旋转推垮型冒顶的措施：①加强顶板动态监测工作，判断游离顶板的范围；②待游离顶板全部都处在放顶线以外的采空区时，再用绞车回柱；③沿工作面倾斜方向15~20m设置一道走向关矸木支柱，回柱时不予回撤。

当采场顶板出现大于5m的平行工作面的断层时，在断层附近特别容易形成大块游离顶板。断层附近顶板垮落带的范围可能扩大，造成游离顶板下的支架将承受更大的载荷。预防这种大块游离顶板旋转推垮型冒顶除正常采取上述3条措施外，必要时要用木垛加强支护。

如果大块游离顶板的尺寸相对较小，在采空区没有悬顶，但它沿工作面推进方向的长度超过一次放顶步距，在回柱后，游离顶板就会旋转，可能推倒采场支架导致冒顶，如图9-3-24所示。此外，在金属网假顶下回柱放顶时，由于网上有大块游离顶板，也可能会发生因游离顶板旋转而推倒采场支架的冒顶。预防这些情况下的旋转推垮型冒顶的措施基本相同，只是在加强顶板动态监测工作中，对整层开采的情况要预计可能发生旋转推垮的范围，对倾斜分层金属网假顶开采的顶分层要详细记录采空区冒下大块顶板的尺寸、形状，以及在走向、倾斜的具体位置。为预防发生这种类型冒顶，有条件时也可以应用液压系统移动的切顶墩柱。

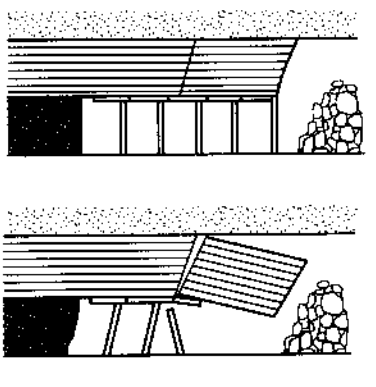


图9-3-24　游离顶板旋转推垮局部采场支架

3.1.1.6　采场支架的基本要求

回采工作面，需要用各种支架支护工作空间的顶板，以保证采煤工作能够安全地进行。采场冒顶有压、漏、推3种基本类型，回采工作面支架应具备的基本性能应该有支、护、稳3个方面，即采场支架对顶板应能支得起、护得好、稳得住。

1. 采场支架对顶板应能支得起

采煤后，采空空间上覆岩层自下而上分为垮落带、断裂带和弯曲带。垮落带岩层中可能只有直接

顶，也可能还有基本顶。采场支架一方面要支撑住垮落带岩层的重量，另一方面支架的可缩量要能适应垮落带或断裂带岩层的下沉。

采场支架应能支撑住垮落带岩层的重量，一方面支架的工作阻力应能平衡垮落带岩重，避免支架被压坏；另一方面支架的初撑力要保证直接顶不与基本顶或下位2～3m岩层不与上位岩层离层（必须主动用支架初撑力沿放顶线切断下位2～3m岩层），从而避免支架被砸坏。

所谓支得起，就是要求支架在其工作全过程都能够支撑住顶板所施加的压力，否则就会导致压垮型冒顶事故。

从支得起观点看，支撑式液压支架、支撑掩护式液压支架以及单体液压支柱，由于它们的可缩量大，初撑力也较大，只要选型合适、密度合理，支起顶板就没有多大问题。摩擦式金属支柱，由于初撑力低，本身难以防止冲击压垮事故。木支柱由于可缩量太小，当基本顶来压顶板下沉量又较大时，可能因不适应顶板下沉而被损坏，从而失去对顶板的支撑能力。可见，为了支得起顶板，应该淘汰摩擦式金属支柱和木支柱。

遇到特殊情况（断层）时，支架的支撑力要增大。因此在支架或支柱的具体选型时，支架或支柱的额定工作阻力与所需支撑力相比应有一定的富余。单体支柱必要时可增加支柱密度或丛柱支柱，可不考虑富余系数。液压支架在采场安装后其密度是无法调整的，应有富裕系数，根据具体情况可取1.1～1.5，甚至更大。

2. 采场支架对顶板应能护得好

直接顶内可能存在各种原生的、构造的以及采动的裂隙，从而使直接顶内出现“人字劈”、“升斗劈”等游离岩块，有时直接顶会十分破碎。采煤后，如果不及时支护这类顶板，则可能导致这些游离岩块或碎块冒落；当爆破、推移刮板输送机、翻架支架等工作不慎弄倒已支设好的支架时，也可能使这类游离岩块或碎块冒落。

实践中对顶板既要支又要护。直接顶按有无裂隙以及裂隙的多少，分为完整（或坚硬）的、中等稳定的和破碎（或松软）的三类。当采用单体支柱时，对完整的直接顶使用戴帽顶柱即可；对中等稳定的直接顶，应使用棚子（棚梁最好垂直裂隙布置）；对破碎的直接顶，顶梁上要加背板（甚至要全封闭背护），柱距应不大于0.7m，机头机尾处要用四对迈步抬棚。当采用液压支架时，对于完整的直接顶，可选用支撑式支架；对于中等稳定或破碎的直接顶，则宜使用掩护式或支撑掩护式支架，支架在生产中宜采用及时支护方式，采高较大时支架应带护帮装置。

此外，为使生产工作能正常进行，要提高支架或支柱的初撑力，使综采工作面端面冒高不超过300mm，单体支柱工作面端面冒高不超过200mm。控制端面距（梁端至煤壁的距离）对预防端面冒落也很重要：综采工作面端面距不宜超过340mm，单体支柱工作面端面距则不宜超过200mm。

所谓护得好，就是要求采场支架能控制住工作空间的顶板，使其一点都不冒落。如果护不好，则可能发生漏冒型冒顶。

3. 采场支架对顶板应能稳得住

当煤层顶板是复合顶板时，如果复合顶板离层，有可能发生复合顶板推垮型冒顶。当顶板的下位岩层与上位岩层发生离层时，有可能发生冲击推垮型冒顶。当工作面顶板是金属网假顶，而且网上的破碎矸石又与上位岩层离层，则可能发生金属网下推垮型冒顶。以

上几种类型的冒顶，不是因为采场支架的支撑力不够，而是因为采场支架的稳定性不够，不能抵抗沿层面的推力而导致的。

在一定条件下，采空区大块矸石可能冲入采场，推倒支架导致冒顶事故。这种事故是因为放顶线上支架的稳定性不够而导致的。

所谓稳得住，就是要求支架具有抵抗来自层面方向推力的能力，如果采场支架对顶板稳不住，则可能导致推垮型冒顶。

有两个方法可以使采场支架对顶板稳得住。一是支架结构稳定，本身就有抵抗来自层面方向推力的能力，如掩护式及支撑掩护式液压支架，或金属支柱与铰接顶梁加拉钩式连接器组成的整体支架等。二是用初撑力大的支架或支柱，把下位岩层与上位岩层紧紧顶住，不仅不让其离层，而且靠层间的摩擦力去抵抗来自层面方向的推力，反过来使支架自身也能稳定。可见，支架或支柱的初撑力对防止推垮型冒顶意义重大。由于把单体支柱组成整体支架很复杂，现场往往难以坚持使用，因此支护的稳定性应该由支柱的初撑力来解决。摩擦式金属支柱逐渐被淘汰。

提高放顶线支架稳定性的最有效措施就是应用切顶墩柱：液压系统控制的切顶墩柱既有较高的初撑力切断采空区顶板，又能有效地挡住采空区大块冒矸。

应该指出，护得好是建立在支得起基础上的，如果支架在支上失效，那就谈不上护了。同样稳得住是建立在支得起、护得好基础之上，如果支架在支、护上失效，那也就谈不上稳了。因此，在支、护、稳与压、漏、推的关系上，从本质上讲，应该是用支对付压，用支与护对付漏，用支、护、稳对付推。但是，在解决实际问题时却是以支对付压，以护对付漏，以稳对付推。

3.1.2　预防冒顶事故的采场控顶设计

3.1.2.1　预防冒顶事故的控顶原则

预防冒顶事故的采场控顶设计，是在全面系统地研究了采场顶板事故的机理及其预防措施，把采场顶板事故按力学原因归纳为压、漏、推3个基本类型，提出对采场支架的支、护、稳3个方面基本要求，并且以支对付压、以护对付漏、以稳对付推的基础上提出来的。

预防冒顶事故的控顶原则如下：

（1）预防压垮型冒顶：①采场支架或支柱的工作阻力应能支撑住工作空间及采空区上方垮落带岩层的重量。②采场支架或支柱的初撑力应能保证直接在煤层上面的下位岩层与上位岩层之间不离层。③采场支架或支柱的可缩量应能够适应垮落带或断裂带基本顶的下沉。

（2）预防漏冒型冒顶：①综采时，如果直接顶板比较软弱，液压支架应在掩护式或支撑掩护式中选用，支架在生产中宜采用及时支护方式，采高较大时支架应带护帮装置，而且端面距不宜超过340mm。②单体支柱工作面，如果直接顶板比较软弱，支柱必须带顶梁、顶梁上还需背板，甚至要全封闭背护。支柱的柱距不宜大于0.7m，端面距不宜超过200mm，必要时梁端必须紧贴煤壁。③综采支架的初撑力应保证端面冒高不超过300mm；单体支柱的初撑力应保证端面冒高不超过200mm。

（3）预防推垮型冒顶：①采场支架或支柱的初撑力应能保证下位岩层与上位岩层不离层。②采场支架或支柱的初撑力应能使下位岩层紧顶上位岩层，并使上、下位岩层间产

生的摩擦阻力足以防推。

在编制具体的采场控顶设计时，除采场支护选型计算外，还需包含与该采场有关的其他防压、防漏及防推的措施，如遇较大断层带应采用固结法处理碎顶、工作面两端巷道超前工作面20m或更大范围内应加强支护、工作面与两端巷道交接处应使用一对迈步抬棚、单体支柱工作面两端机头机尾处要用四对八梁支护，等等。

从顶板控制可知，不论是防压、防漏还是防推，都要求采场支架或支柱有一定（而且是较高）的初撑力。因此在预防冒顶事故的采场控顶设计中，把初撑力摆到很重要的位置上。由于采场支架或支柱的工作阻力是被顶板压出来的，是被动的，而采场支架或支柱的初撑力是人为控制的，是主动的。

在预防冒顶事故的采场控顶设计中，确定支护参数等有关问题，均应从最不利的条件出发，这方面与应用统计数据法确定支护参数有所不同。因为顶板事故问题与产品质量问题有所差别，是不允许有半点差错的，只要一发生事故，轻则影响生产，重则造成人员伤亡。单产越高、同采工作面数目越少的现代化矿井，越应该防止顶板事故的发生。上述这些因素就决定了确定支护参数必须从最不利条件出发。

采场顶板事故有压、漏、推三类，控顶原则也是按压、漏、推的顺序列出的，但是进行控顶设计时，如果按这种顺序，将带来不便。根据现场研究，认为按漏、压、推的顺序是方便可行的。

3.1.2.2 综采工作面控顶设计

综采工作面的控顶设计，主要是确定支架架型、支架工作阻力与初撑力及支架的高度等。

1. 漏冒型冒顶的控制措施

（1）综采支架的选型应遵循下述原则：当垮落带中只有直接顶时宜选用掩护式，当垮落带中无直接顶而且煤层倾角又较小时宜选用支撑式，其他条件宜选用支撑掩护式。可见，当直接顶板比较软弱需要考虑防漏时，综采支架应在掩护式或支撑掩护式中选用。

（2）当直接顶板比较软弱（在中等稳定以下）时，如果端面距过大，容易引起端面冒落。在这种条件下，综采支架应选用端面距不超过340mm又能及时支护的架型（当采高大于2.5~3.0m且煤质又酥松时，应选用带有护帮装置的架型）。

（3）实践表明，支架初撑力愈大，顶板下沉量将愈小，端面冒高也将愈小。掩护式及支撑掩护式支架由于本身有向煤壁的推力，初撑力愈大，推力将愈大，愈有利于控制端面冒落。

2. 压垮型冒顶的控制措施

（1）支架的工作阻力应能支撑住工作空间及采空区上方垮落带岩层的重量。垮落带基本顶往往在工作面前方煤壁内断裂。随着工作面推进，一方面基本顶前端断裂面要露出煤壁，另一方面基本顶岩块要旋转、下沉、触矸。当基本顶后端触矸时，基本顶岩块可能再断裂。可见，当垮落带基本顶岩块前端已露出工作面煤壁，后端又未触矸时，基本顶岩块的全部重量均由采场支架承担，对支架而言，这是最不利条件。此外，采场支架还要承担支架上方直接顶岩层的重量。

（2）支架的初撑力应能保持直接顶与基本顶之间或最下位岩层与其上位岩层之间不离层，以避免支架受较大的冲击载荷。

（3）支架的可缩量应能适应垮落带（当有厚层难冒顶板时还有断裂带）基本顶的下沉。

3. 推垮型冒顶的控制措施

对综采工作面，主要是预防游离顶板推倒支架。

由于构造等原因，直接顶可能形成沿工作面煤壁的断裂。为预防倒架，可提高支架的初撑力，将下位岩层顶紧上位岩层，令上、下位岩层间产生的摩擦的阻力足以防推。

工作面初放阶段，直接顶初次垮落与基本顶初次来压是这段时间控制顶板的关键，其所需的支架工作阻力及初撑力，可能比正常生产期间大。直接顶初次垮落时，控制顶板的关键在于沿放顶线切断直接顶；基本顶初次来压时，控制顶板的关键在于当靠煤壁处基本顶断裂线刚露出煤壁时，支架的工作阻力能支撑住垮落带岩层的重量。

3.1.2.3　综放工作面控顶设计

综放工作面控顶设计的核心内容也是确定支架架型、计算支架所需的工作阻力、初撑力与支架高度。

1. 防漏

（1）综放工作面宜选用支撑掩护式支架，目前主要有正四连杆双输送机低位放顶煤支架和反四连杆双输送机低位放顶煤支架，前者后部检修输送机空间小些，后者四连杆强度小些，各有优劣，可酌情选用。

（2）为预防端面冒落，综放支架应选用能及时支护的架型，其端面距不宜超过340mm；当采高大于 2.5～3.0m 且煤质又酥松时，应选用带有护帮装置的架型。

（3）综放工作面端面冒落与支架初撑力有关。一般是初撑力愈大，端面冒高愈小。

2. 防压

（1）支架的工作阻力应能支撑住工作空间及采空区上方垮落带岩层的重量。

（2）支架的可缩量应能适应垮落带（当有厚层难冒顶板时还应包括断裂带）基本顶的下沉。垮落带基本顶的旋转下沉对支架可缩量的要求较大，愈靠近煤层的基本顶，由于断块长度短，其下自由空间高度大，对支架可缩量的要求愈大。

（3）综放支架不可能靠初撑力防冲击，因而要求支架本身有较大的机械强度。

3. 防推

综放支架本身有较好的稳定性与防倒架的能力，是防推关键。总之，应合理选定支架的初撑力、工作阻力与支架高度。

顶煤采出率 C_D 与采放总采出率 C 的关系为

$$C_D = \frac{(M + h_D)C - M}{h_D} \tag{9-3-1}$$

式中　C_D——顶煤采出率；

C——采放总采出率；

M——采高，m；

h_D——顶煤厚度，m。

有了 C_D 就可以求得循环放煤量，选择采放比。

3.1.2.4　单体支柱工作面控顶距的确定

控顶距包括放顶步距和最小控顶距。

1. 放顶步距的确定

放顶步距通常按直接顶板的性质和循环作业方式来确定。当直接顶板比较松软能随回柱立即垮落时，采用一排的放顶距。如果直接顶板较为完整，回一排柱后顶板较长时间不垮落，采空区出现悬顶情况，导致工作面顶板压力增大，这时放顶距可取两排。

放顶步距的具体数据与采场所用的顶梁长度及支护方式有关。当用0.8m或1m铰接顶梁时，如果顶板较松软，放顶距取0.8m或1m；如果顶板较完整，放顶距取1.6m或2.0m。当用1.2m的铰接顶梁时，如果顶板较松软，支架往往采取错梁直线柱布置；如果顶板比较完整，支架往往采取齐梁直线柱布置，放顶步距均取1.2m。

控顶设计中，如果能够用支柱的工作阻力平衡工作空间及采空区上方垮落带岩层重量，用支柱的初撑力平衡工作空间及采空区上方垮落带直接顶岩重，那么由于支撑强度大，也不会形成冒顶的隐患。

一般来说，对于使用单体液压支柱的工作面，由于支柱的初撑力比较大，可以采用一排的放顶距。

2. 最小控顶距的确定

从采煤生产要求出发，大多数工作面最小控顶距是三排（不包括贴帮柱），即机道、人行道与材料道。其具体数据与机道、人行道与材料道的宽度以及末排柱与密集支柱（墩柱）或采空区顶梁末端的距离有关。机道的宽度与所使用的采煤机、输送机的宽度有关，目前多为1.2～1.4m；爆破采煤时只与输送机的宽度有关，一般比普采时略小一些。随着普采工作面单产的提高及大功率采煤机和输送机的应用，机道的宽度还会加大。人行道或材料道的宽度则是随排距的大小而定，与工作面所用的顶梁长度有关，通常为0.8m、1.0m或1.2m，并与采煤机的截深相配套。

应当指出，某些情况下，最小控顶距需要采用四排柱子。例如，当一个工作面存在基本顶来压威胁时，在基本顶初次来压期间可扩大一排控顶距，以增加对基本顶断块的支撑力，从而缓和基本顶初次来压的威胁。

在复合顶板初次垮落期间，或在工作面仰采时，或在大采高大倾角工作面，也可扩大一排控顶距以增加支护的稳定性。

此外，当矿井瓦斯涌出量较大时，为满足通风要求，有时不得不采用四排的最小控顶距。

3.1.2.5 单体液压支柱工作面控顶设计

单体支柱工作面的控顶设计，主要是确定支柱与顶梁的类别与型号、支架的排距与柱距、支柱的初撑力、支柱的支设角度、密集支柱或墩柱的应用等。由于顶梁长度与支架排距必须与采煤进度及采煤机截深等一并考虑，通常在工作面控顶设计前就得确定下来。当直接顶板较软弱时，截深一般是0.5m或0.6m，顶梁长度为1m或1.2m。直接顶板较稳固时，截深可达0.8m或1.0m，可配合0.8m或1m的顶梁。此外，控顶距问题（最小控顶距为几排、放顶距为几排），也是在控顶设计前就得先确定的。支柱与顶梁的配合通常是一梁一柱，支柱中心距顶梁末端（采空区侧）约0.2m。多数工作面采用齐梁直线齐柱布置。

1. 漏冒型冒顶的控制措施

（1）单体支柱工作面，如果直接顶板比较软弱而护顶方式不当，则可能发生局部或

大面积漏冒。煤层直接顶板按岩性、岩层厚度及断裂情况，分为坚硬（完整）的、中等稳定的和软弱（破碎）的三类。坚硬顶板无须护顶，支柱戴帽即可；中等稳定顶板有少许裂隙，支柱需戴顶梁，而且顶梁与裂隙最好垂交；软弱顶板不仅需要顶梁，顶梁上还需背板，特别破碎的顶板还需全封闭背护。因此，当直接顶板比较软弱时，支柱必须戴顶梁，顶梁上还需背板，甚至全封闭背护；考虑到当前背板材料的强度，支架的柱距不宜大于0.7m。

（2）为控制端面冒落，当直接顶板较软弱时要注意端面距问题。单体支柱工作面，在选择好机道宽度（由采运设备确定）和顶梁规格（从而也确定了支架的排距）的基础上，应采用恰当的梁柱配合方式，必要时还可以增设短顶梁等，从而保证端面距不超过200mm。

（3）单体支柱工作面的端面冒高不宜超过200mm，否则，顶板将不好控制。实践表明，支柱初撑力愈大，端面冒高将愈小。目前控制端面冒高不超过200mm所需的支柱初撑力，还需靠调压试验或日常监测来解决。

（4）当直接顶板破碎，或下行垮落开采而冒矸胶结不好时，可用金属网假顶。当垮落带中无基本顶时，金属网下最好应用单体液压支柱与Ⅱ型长钢梁组成的对棚迈步支架。

2. 压垮型冒顶的控制措施

（1）支架的工作阻力应能支撑住工作空间及采空区上方垮落带岩层的重量。单体支柱工作面，可以用具有一定密度（排、柱距）基本支柱的工作阻力和具有一定线密度密集支柱的工作阻力（或墩柱的工作阻力）共同支撑工作空间和采空区上方垮落带岩重。

（2）支柱的初撑力应能保持下位岩层与上位岩层之间不离层（以避免支架受较大的冲击载荷）。

（3）支柱的可缩量应能适应垮落带（当有厚层难冒顶板时还包括断裂带）基本顶的下沉。

3. 推垮型冒顶的控制措施

考虑到直接顶板由于构造等原因，可能形成沿工作面煤壁的断裂。为预防推倒支架，可提高支柱的初撑力，将下位岩层顶紧上位岩层，令上、下岩层间产生的摩擦阻力足以防推。

为保持支护系统刚度，支柱初撑力应不低于50kN/根。

3.1.2.6　厚层难冒顶板工作面控顶设计的若干问题

1. 回采工作面长度

回采工作面长度与厚层难冒顶板的破断型式有关。工作面长度应比厚层难冒顶板初次来压步距（当基础岩层厚4～10m时，经验得知其初次来压步距约为厚度的17倍）大50m以上，使厚层难冒顶板呈“O－X”型破断。对一个具体的具有厚层难冒顶板的工作面，只要知道厚层难冒顶板基础岩层的厚度，就可以确定具体的工作面长度。

2. 厚层难冒顶板下自由空间高度

对于具体的具有厚层难冒顶板的工作面，只要知道厚层难冒顶板基础岩层的厚度，就可以确定允许的自由空间高度。允许的自由空间高度应不大于其基础岩层厚度的一半。

当煤层与厚层难冒顶板之间有直接顶、基本顶时，自由空间高度不大于难冒顶板基础岩层厚度一半，问题容易解决，而且直接顶、基本顶岩层的厚度愈大愈有利。

当煤层与厚层难冒顶板之间直接顶、基本顶厚度不足或根本就没有，这时就应考虑采用钻眼爆破或高压注水等方法松动碎裂部分厚层难冒顶板以达到要求。

过去解决厚层难冒顶板问题是松动碎裂2～3倍采高硬岩层，以为其碎胀后能充填满采空区自由空间。由于所用为松动碎裂方法，岩层的碎胀系数很小（1.01～1.1），根本无法填满自由空间。如果不是要求填满，只要求自由空间高度不大于难冒顶板基础岩层厚度的一半，这是有可能做到的。

在综采工作面或单体支柱工作面，可用降低采高的办法，在综放工作面可用降低采放总采出率的办法，来达到让难冒顶板下自由空间高度不大于其基础岩层厚度一半的目的。

3. 垮落带高度

首先要通过本矿同煤层相邻工作面的实际情况，邻矿相同煤层工作面的实际情况，并参照本工作面钻孔资料，判定厚层难冒顶板基础岩层的厚度。其次，依岩层的厚度确定工作面长度、松动碎裂顶板厚度、煤层采高、煤顶厚度等。

垮落带岩层厚度包括松动碎裂顶板的厚度、基本顶厚度、直接顶厚度、煤顶厚度。

如果需要松动碎裂部分厚层难冒顶板，应把这部分厚度从厚层难冒顶板中扣除。此外，应保证剩余的厚层难冒顶板基础岩层厚度不小于4m。

3.1.3 顶板支护质量与动态监测

3.1.3.1 顶板状态参数

薄及中厚煤层整层开采时，最主要的顶板状态参数有顶底板移近量（有时被称为顶板下沉量，综采工作面没有把它作为判别顶板状态好坏的指标）、端面冒高及顶板台阶下沉量。厚煤层倾斜分层开采铺设金属网人工顶板时，其顶板状态参数还有端面及工作面内的网兜高度（综采工作面不考虑这个参数）。

1. 顶底板移近量（只对单体支柱工作面）

生产实践表明，在工作面控顶范围内，顶底板移近量每米采高不超过100mm时，该工作面顶板状态是好的，也容易控制。

2. 端面冒高

端面冒高既与直接顶岩性有关，也与支护强度、支护方式有关。生产实践表明，单体支柱工作面当端面冒高超过200mm时，如果不进行构顶，顶板就难于控制。

端面冒高控制值只能按我国的实践经验来确定，即综采工作面冒高不超过300mm，单体支柱工作面冒高不超过200mm。

3. 顶板台阶下沉量

生产实践表明，工作面内不出现顶板台阶下沉，则该工作面顶板状态是好的，也容易控制。

顶板台阶下沉量与支护强度有关，支护强度足够大时，一般不会出现顶板台阶下沉。因此，如果工作面内出现顶板台阶下沉，就应提高采场支护强度，避免出现顶板台阶下沉。

4. 网兜高度

在金属网人工顶板下采煤时，过大的网兜是造成金属网下推垮型冒顶的原因之一。此外，网兜高度大于150mm的网兜数目过多时，也会影响工作面的正常生产。

一个循环内，网兜高度超过150mm的网兜数目不应超过2个，作为网兜高度的控

制值。

3.1.3.2　采场支护参数

1. 单体支柱工作面支护参数

单体支柱工作面中，与支护强度密切相关的支护参数有3个，即支柱初撑力、支柱密度与支护系统刚度。

1）支柱初撑力

在相当长的时间里，在顶板控制设计中，人们把注意力只放在支柱工作阻力上，即使是使用单体液压支柱的工作面，对支柱的初撑力也注意得不够，甚至在顶板控制设计中不出现支柱的初撑力这个指标。实际上，支柱的工作阻力，在相当大的程度上取决于支柱的初撑力：初撑力大，工作阻力也大；初撑力小，工作阻力也小。对控制顶板来讲，主动起作用的是支柱的初撑力。支柱初撑后，支柱工作阻力的增长，那就要看顶板下压的情况了。对增阻式的支柱或恒阻式支柱的增阻阶段，顶板下压愈多，支柱工作阻力愈大；也可以说，支柱工作阻力是由顶板压出来的。可见，要让支柱支设后能在较短时间内具有较大的工作阻力以支撑顶板，必须让支柱具有较大的初撑力。此外，为防止发生采场冒顶事故，必须用采场支柱的初撑力来防漏、防压及防推。因此，在采场顶板控制设计中，必须有支柱初撑力这个指标，而且其数值要按一定准则来进行计算。

进行采场顶板控制设计时，从经济观点出发，希望支柱初撑力尽可能大，即尽量达到其额定的初撑力，从而达到减少支柱用量的目的。有人认为过大的初撑力会顶破顶板、顶破人工顶板、损坏顶梁以及严重钻底，等等。这些问题固然应当考虑，但绝对不应该成为提高支柱初撑力的障碍。

当前，在使用单体液压支柱的工作面中，主要的问题是支柱的初撑力偏小。过去的多起大型推垮型冒顶事故，都与单体液压支柱初撑力偏小有关。

2）支柱密度

进行采场顶板控制设计时，一般先考虑可能施加给支架的顶板岩重，再选取许用的支柱初撑力或平均工作阻力，从而计算出支柱密度。由于控顶距与排距均在控顶设计前确定，计算中只确定柱距与一个柱距内密集支柱的数量。如果要调整支柱密度，主要也是调整柱距与密集支柱数量。

柱距不应小于0.5～0.6m，否则将造成生产工作的困难；此外，即使在顶板非常完整的条件下，也很少有柱距超过1m。

当在破碎顶板下采煤或在金属网下采煤时，不论是用金属支柱铰接顶梁支护，还是用Ⅱ型长钢梁对棚迈步支架支护，柱距都不宜超过0.7m，否则将易于导致局部漏冒或形成网兜。

由上述可知，在一定条件下，采场支柱密度是由预防冒顶、网兜或生产工作方便等因素确定的。

3）支护系统刚度

支护系统刚度，就是指单位顶底板移近量所对应的支柱工作阻力的增量（kN/mm）。从顶板控制观点看，希望支护系统刚度越大越好。

单位顶板下沉量中包含有顶梁与背顶材料的压缩量、支柱本身的下缩量以及支柱钻底量等。可见，在一定压力下，如果顶梁与背顶材料的被压缩量较小，支柱缩量较小以及支