

# 西安科技大学本科生教学案例库建设项目

## 井巷围岩控制及灾害防治案例库

案例库名称：\_\_\_\_\_ 井巷围岩控制及

\_\_\_\_\_ 灾害防治案例库

适用课程：\_\_\_\_\_ 地下工程施工

专业名称：\_\_\_\_\_ 采矿工程

学院名称：\_\_\_\_\_ 能源学院

项目负责人：\_\_\_\_\_ 李季

西安科技大学教务处制

2022 年 9 月 14 日

# 目 录

一 基本知识点案例.....	1
案例（一）：岩石工程分级案例.....	2
案例（二）：煤矿爆破事故预防及处理案例.....	6
案例（三）：煤矿巷道类型与断面设计案例.....	9
案例（四）：煤（岩）巷、半煤岩巷快速施工机械化作业案例.....	14
案例（五）：掘进工作面瓦斯爆炸事故及防治案例.....	18
案例（六）：巷道顶板事故分类及控制案例.....	21
案例（七）：巷道喷混凝土支护原理及技术案例.....	25
案例（八）：巷道锚杆支护系列分类及适用条件案例.....	29
案例（九）：巷道施工作业方法及组织管理案例.....	33
案例（十）：斜井施工防治水措施案例.....	37
二 综合课程案例.....	41
案例（一）：煤巷冒顶成因分类及其支护案例.....	42
案例（二）：煤巷锚杆联合支护案例.....	45
案例（三）：煤与瓦斯突出煤层巷道爆破技术案例.....	49
案例（四）：巷道掘进工作面通风防尘、降温技术案例.....	53
案例（五）：矿山水害预防与应急处理案例.....	57
案例（六）：松软岩层巷道施工断面设计及围岩支护体系案例.....	61
案例（七）：倾斜煤层巷道围岩变形及支护体系案例.....	69
案例（八）：巷道破坏分析、维修原理与修复支护技术案例.....	75
案例（九）：巷道局部冒顶事故及处理技术案例.....	82
案例（十）：矿井施工方案与井筒开工顺序案例.....	85

# 一 基本知识点案例

## 案例（一）：岩石工程分级案例

### 1.案例简介;

岩石是由一种或多种矿物组成的，每种矿物都各有其一定的内部结构和比较固定的化学成分，致使岩石的物理力学性质具备一定的差异性。然而巷道在受到采掘扰动影响时将会进一步强化岩石间的差异性，进而影响着巷道围岩的稳定性。针对山西潞安集团黑龙关煤业 11602 工作面运输巷在原有支护方案下围岩变形量大的问题，采用顶底板岩层 RQD 值、物理力学参数多指标综合分类法进行巷道围岩稳定性分类，分析并确定巷道顶底板岩层的稳定性级别，并基于围岩稳定性分类结果进行巷道支护参数分析，给出优化支护方案；且通过现场监测验证补强支护方案的可靠性表明优化后的支护方案保障了巷道围岩的稳定。

### 2.关键教学点

#### （1）关键知识点

岩石物理力学参数；RQD 分级方法

#### （2）关键能力点

现场钻孔取芯；稳定性分级方法；支护参数设计

### 3.案例内容

#### （1）案例概况

本案例针对山西潞安集团黑龙关煤业 11602 工作面运输巷在原有支护方案下围岩变形量大的问题，采用顶底板岩层 RQD 值、物理力学参数多指标综合分类法进行巷道围岩稳定性分类，具体对顶板各岩层质量级别进行划分，综合对巷道围岩等级进行分类，基于围岩稳定性分类结果进行巷道支护参数的优化分析。

#### （2）工程背景介绍

山西潞安集团黑龙关煤业 11602 综放工作面位于 11#煤层六盘区，工作面平均埋深 214m，走向长度 1588m，倾斜长度为 200m。11#煤层厚度为 6.76m~7.95m，平均厚度 7.45m，平均倾角为 12°，含 2~4 层夹矸层。11602 工作面区域煤层直接顶为均厚 3.55m 灰岩和 2.65m

砂质泥岩，基本顶为 K2 石灰岩，均厚 7.60m，基本底为泥岩，均厚 5.0m。11602 工作面采用综合机械化开采放顶煤采煤工艺，采放比,1:1.48，利用支架尾梁摆动低位放煤方式，放煤步距 0.8m。工作面北部为实体煤，南部为 11601 工作面，西部与井田边界相邻，东部与六盘区大巷相接。

11602 运输顺槽原有支护方案采用锚网索支护，巷道在原有支护方案下掘进期间围岩变形量较大，顶板的最大下沉量达到 400mm，给后续工作面回采期间巷道围岩的控制带来较大的难题，严重影响回采巷道的使用。

### (3) 巷道围岩等级分类及支护参数优化

为有效确定分析 11#煤层及顶、底板岩层的岩性、赋存状况及其物理力学特性，采用钻孔取芯法进行顶底板岩层的取芯作业。根据钻孔取芯结果得出 11602 工作面取芯范围内顶底板岩层实际柱状图，如图 1 所示。通过取出的岩芯进行岩石 RQD 值、抗压、抗拉强度的测试作业。






岩性	层厚/m	柱状图	岩性特征描述
灰岩	5		灰色，含动植物化石及碎片，有溶蚀现象
泥岩	3.1		黑灰色，均匀层理，含丰富动植物化石
灰岩	3.6		深灰色，含动植物化石及碎片
11#煤	7.45		黑色，煤层稳定，有2~3层夹矸
泥岩	5		黑灰色，水平层理

图 1 11602 工作面顶底板岩层柱状图

岩石质量指标 (RQD) 是采用直径为 75mm 的钻头进行连续取芯作业，统计分析一回次钻进所取岩芯中，长度大于 10cm 的岩芯段长度之和与该回次进尺的比值。计算公式如下：

$$RQD = \frac{L_p}{L_t} \quad (1)$$

式中：L<sub>t</sub> 为某岩组钻探总进尺，m；L<sub>p</sub> 为某岩组大于 10cm 完整岩芯的长度之和，m。

根据取芯现场记录的数据，通过分析计算得出顶底板岩层 RQD 值原始记录，如表 1 所示。

表 1 11#煤层各层位的 RQD 值数据表

岩组位置	岩性	大于 10 cm 岩芯长度/m	RQD 值/%
顶板 7.5 m ~ 12.5 m 范围	灰岩	0.93	18.6
顶板 4.5 m ~ 7.5 m 范 围	泥岩	0.43	14.3
顶板 0.5 m ~ 4.5 m 范 围	灰岩	0.25	6.25
底板 5 m 范围	泥岩	0.71	14.2

综合参考岩石坚硬强度与单轴抗压强度  $R_c$  的对应关系，岩石完整程度与完整性指数  $K_v$  对应关系，通过岩体基本质量分级标准和基本质量指标确定岩体基本质量分级。

直接顶 K2 灰岩属于 II 级；直接顶砂质泥岩属于 III 级；基本顶 K2 灰岩属于 II 级。11602 工作面运输顺槽沿煤层底板进行掘进作业，顶板直接顶质量级别为 II-III 级，基本顶质量级别为 II 级，但 11#煤相对较为坚硬，完整性较差，含有 2~4 层夹矸层，根据围岩稳定性分类方案，当巷道埋深为 200m~300m 且为厚煤层时，黑龙江煤业 11#煤层 11602 工作面顺槽围岩属于 IV 类不稳定围岩。

根据上述巷道围岩稳定性分类结果可知 11602 工作面运输顺槽围岩稳定性属于 IV 类不稳定围岩，《我国缓倾斜、倾斜煤层回采巷道围岩稳定性分类方案》中关于 IV 类围岩推荐的巷道顶板锚杆基本支护形式如表 2 所示。

表 2 巷道顶板锚杆基本支护形式与主要参数选择

类别	围岩稳定状况	基本支护形式	主要支护参数
IV	不稳定	锚杆+W 钢带+网,或增加锚索 桁架+网,或增加锚索	全长锚固 杆体直径:18 mm ~ 22 mm 杆体长度:1.8 m ~ 2.4 m 间排距:0.6 m ~ 1.0 m

为验证 11602 运输顺槽支护方案优化后对围岩的控制效果，在巷道掘进期间，采用十字布点法对巷道表面位移进行持续 70d 的监测作业，监测结果如图 2 所示。掘巷后 40d 巷道围岩变形量基本保持不

变，巷道围岩达到稳定，顶底板最大变形量为 150mm，两帮最大移近量为 130mm；优化后的支护方案保障了巷道围岩的稳定。

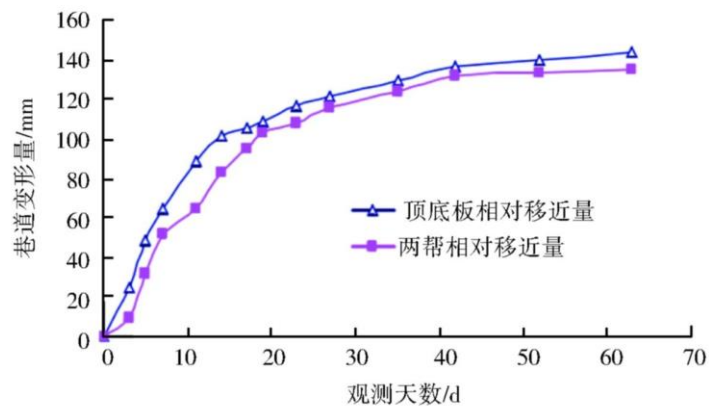


图 2 支护方案优化后巷道表面位移监测结果

#### (4) 结论

以山西潞安集团黑龙关煤业 11602 工作面运输巷在原有支护方案下围岩变形量大的问题为例，采用现场钻孔取芯和室内试验的研究方法，进行岩芯进行岩石 RQD 值、抗压、抗拉强度的试验测试；并基于 RQD 值分级方法和围岩物理力学参数对煤矿巷道围岩进行稳定性分级，确定直接顶 K2 灰岩质量级别为 II 级；直接顶砂质泥岩质量级别为 III 级；基本顶 K2 灰岩质量级别为 II 级，综合确定运输顺槽的围岩稳定性为 IV 类不稳定围岩；根据 11602 工作面运输顺槽围岩稳定性分类结果及巷道在原有支护方案下围岩的变形特征，提出顶板增设锚索的支护优化方案，支护方案优化实施后，巷道围岩表面变形明显减小，围岩控制效果较好。

## 案例（二）：煤矿爆破事故预防及处理案例

### 1.案例简介；

钻眼爆破法仍然是破碎岩石的主要手段，在煤矿井巷工程及煤炭开采中广泛应用；但煤矿爆破普遍存在安全隐患多、事故多等问题。分析事故发生的主、客观原因，提出控制爆破事故的措施，对减少事故发生和促进煤矿安全生产极为重要。针对下峪口煤矿“10.4”放炮事故，阐述了事故的主要经过，分析了事故的直接、间接原因，并提出了相应的防范措施。

### 2.教学知识点

#### （1）关键知识点

钻眼爆破基本原理；爆破规程

#### （2）关键能力点

事故发生原因；爆破事故防范措施

### 3.案例内容

#### （1）案例概况

2009年10月4日白班，下峪口煤矿综采队某班共13人，在1104进顺工作面掘进架支架。当班班长大约9时30分左右到工作面，班长安排副班长（放炮员）带3个工人在工作面延溜子，班长带其他人（共9人）在外面运料。大约13时40分工作面准备放炮，班长组织向外撤人，当把人撤到距工作面约75米的地方，班长让放炮员放炮，放炮员就把放炮器接上，看看工作面前边没人，就开始放炮（时间约13时40分）。结果造成放炮飞石将躲在距工作面约75米处的蒋某某颈部击伤，经抢救无效死亡。





图 1 爆破造成人员伤亡

## (2) 事故原因

直接原因:

未严格执行“三人连锁放炮制度”和作业规程的规定，在放炮安全警戒距离不足的情况下，工人违章放炮作业。

间接原因

- 1) 掘进作业现场爆破管理混乱，未按规定要求组织爆破作业；
- 2) 现场安全监督检查存在漏洞，没有及时发现并制止违章作业行为；
- 3) 作业规程的贯彻落实、监督落实不到位；
- 4) 职工安全教育培训不到位，职工安全意识淡薄，自保、互保意识差。

## (3) 防范措施

1) 立即在全矿范围内组织开展反“三违”、隐患排查治理活动，特别要加强爆破作业按章指挥、按章作业的监督检查，排查爆破作业安全管理中存在的问题和漏洞，严格执行“一炮三检”和“三人连锁放炮制”，防止同类事故发生。

2) 加强现场安全管理工作，全面落实各级各部门安全生产责任制和业务保安责任制，强化现场安全监督检查，坚决杜绝“三违”，严查存在的习惯性违章行为，切实做到不安全不生产。

3) 强化安全生产技术管理工作, 把好作业规程的编制、审批、学习、贯彻、落实的几个环节, 认真地对在用的作业规程进行一次全面的复审, 对不符合实际和存在漏洞的规程和措施进行补充、修改和完善, 并严格贯彻落实。

4) 加强职工日常安全教育培训工作。现场安全管理人员必须做到持证上岗, 进一步强化职工业务素质和安全自保、互保意识。

#### (4) 结论

以下峪口煤矿“10.4”放炮造成的人员伤亡事故为例, 客观地分析了事故发生的直接原因和间接原因, 未严格执行“三人连锁放炮制度”和作业规程的规定, 在放炮安全警戒距离不足的情况下, 工人违章放炮作业是直接原因; 并根据事故发生的原因提出了相应的防范措施, 给采用放炮方式进行井巷开拓的矿井提供参考。

## 案例（三）：煤矿巷道类型与断面设计案例

### 1.案例简介;

巷道断面设计属井巷工程施工图设计的主要内容,设计巷道断面不但作为井下巷道施工的依据,也是进行井巷工程概、预算的依据,其设计的合理与否,直接影响到矿井生产的安全和经济效益。以某矿运输巷断面设计为例,根据巷道服务年限和围岩性质选择半圆拱形状巷道,确定巷道净宽 3600mm、净高 3400mm、净断面积 10.8m<sup>2</sup>,净周长 12.5m,巷道掘进断面积为 13.2m<sup>2</sup>。该矿按照本设计在巷道施工过程中,成巷效率较高,巷道安全稳定,满足了安全和技术要求,提高了一定的经济效益。

### 2.教学知识点

#### (1) 关键知识点

巷道断面形状和基本尺寸; 巷道风速验算; 巷道掘进面积

#### (2) 关键能力点

合理的巷道支护方式; 巷道围岩稳定性

### 3.案例内容

#### (1) 案例概况

某煤矿年设计能力为 90 万 t, 低瓦斯矿井, 中央分列式通风, 井下最大涌水量为 320m<sup>3</sup>/h。通过该矿第一水平东翼运输大巷的流量为 160m<sup>3</sup>/h, 采用 ZK10—6/250 架线式电机车牵引 1.5 吨矿车运输, 该大巷穿过中等稳定的岩层, 岩石坚固性系数  $f=4\sim6$ , 需通过的风量为 8m<sup>3</sup>/s。巷道内敷设一道直径为 200mm 的压风管和一趟直径为 100mm 的水管。试设计运输大巷直线段的断面。

#### (2) 巷道断面设计

确定巷道断面形状和支护方式:

年产 90 万吨矿井的第一水平运输大巷, 一般服务年限在 20 年以上; 采用 600mm 轨距双轨运输的大巷, 其净宽在 3m 以上, 又穿过中等稳定的岩层, 故选用钢筋砂浆锚杆与喷射混凝土支护, 半圆拱形断面。

确定巷道断面尺寸:

① 确定巷道净宽度 B

查表知 ZK10—6/250 电机车宽  $A_1=1060\text{mm}$ , 高  $h=1550\text{mm}$ ; 1.5 吨矿车宽  $1050\text{mm}$ , 高  $1150\text{mm}$ ;

根据《煤矿安全规程》, 取巷道人行道宽  $C=840\text{mm}$ , 非人行道一侧宽  $a=400\text{mm}$ 。又查表知本巷双轨中心线  $b=1300\text{mm}$ , 两电机车之间的距离为:  $1300 - (1060/2 + 1060/2) = 240\text{mm}$ ;

故巷道净宽度

$$B = a + b + c = a + 2A_1 + C + t = 400 + 2 \times 1060 + 240 + 840 = 3600\text{mm}$$

② 确定巷道拱高  $h_0$

半圆拱巷道拱高  $h_0 = B/2 = 3600/2 = 1800\text{mm}$ , 半圆拱半径  $= h_0 = 3600/2 = 1800\text{mm}$ ;

③ 确定巷道壁高  $h_3$

按架线电机车导电弓子要求确定  $h_3$

半圆拱巷道拱高为

$$h_3 \geq h_4 + h_c - \sqrt{(R - n)^2 - (k + b_1)^2}$$

$$h_3 \geq 2000 + 360 - \sqrt{(1800 - 300)^2 - (360 + 270)^2} = 1502$$

按管道装设要求确定  $h_3$

$$h_3 \geq h_5 + h_c + h_b - \sqrt{R^2 - (K + m + D/2 + b_2)^2}$$

$$h_3 \geq 1800 + 900 + 200 - \sqrt{1800^2 - (360 + 300 + 335/2 + 430)^2} = 1613$$

按人行高度要求要求确定  $h_3$

$$h_3 \geq 1800 + h_b - \sqrt{R^2 - (R - j)^2}$$

$$h_3 \geq 1800 + 200 - \sqrt{1800^2 - (1800 - 200)^2} = 1175$$

综上计算, 并考虑一定的余量, 确定本巷道壁高为  $h_3=1800\text{mm}$ 。

则巷道高度  $H = h_3 - h_b + h_0 = 1800 - 200 + 1800 = 3400\text{mm}$ 。

④ 确定巷道净断面面积 S 和净周长 P

净断面面积

$$S=3600 \times (0.39 \times 3600 + 1600) = 1081400 \text{mm}^2 = 10.8 \text{m}^2$$

净周长

$$P=2.57B+2h_2=2.57 \times 3600 + 2 \times 1600 = 12500 \text{mm} = 12.5 \text{m}$$

⑤ 用风速校核巷道净断面面积

查表知  $V_{\max}=8 \text{m/s}$ ，已知通过大巷风量  $Q=28 \text{m}^3/\text{s}$ ，计算得

$$V = \frac{Q}{S} = \frac{28}{10.8} = 2.56 < 8 \text{m/s}$$

设计的大巷断面面积、风速没超过规定，可以使用。

⑥ 选择支护参数

本巷道采用锚喷支护，根据巷道净宽 3.6m、穿过中等稳定岩层即属 III 类围岩、服务时间大于 10 年等条件，得锚喷支护参数；锚杆长 1.8m，间距  $a=0.78 \sim 0.8 \text{m}$ ，排距  $a'=0.8 \text{m}$ ，锚杆直径  $d=18 \text{mm}$ ，喷射混凝土层厚  $T_1=100 \text{mm}$ ，而锚杆露出长度  $T_2=50 \text{mm}$ 。故支护厚度  $T=T_1=100 \text{mm}$ 。

⑦ 选择道床参数

根据本巷道通过的运输设备，选用 24kg/m 的钢轨，其道床参数  $h_c$ 、 $h_b$  分别为 360mm 和 200mm，道渣至轨面高度  $h_a=h_c-h_b=360-200=160 \text{mm}$ ，采用钢筋混凝土轨枕。

⑧ 确定巷道掘进断面面积

巷道设计掘进宽度  $B_1=B+2T=3600+2 \times 100=3800 \text{mm}$ 。

巷道计算掘进宽度  $B_2=B_1+2\delta=3600+2 \times 75=3950 \text{mm}$ 。

巷道设计掘进高度  $H_1=H+h_b+T=3400+200+100=3700 \text{mm}$ 。

巷道计算掘进高度  $H_2=H_1+\delta=3700+75=3775 \text{mm}$ 。

巷道设计掘进断面面积  $S_1=B_1(0.39B_1+h_3)=3800 \times (0.39 \times 3800+1800)=12471600 \text{mm}^2$ ，取  $S_1=12.5 \text{m}^2$ 。

巷道计算掘进断面面积  $S_2=B_2(0.39B_2+h_3)=3950 \times (0.39 \times 3950+1800)=13194075 \text{mm}^2$ ，取  $S_2=13.2 \text{m}^2$ 。

布置巷道内水沟和管线：

已知通过本巷道的水量为  $160\text{m}^3/\text{h}$ ，采用水沟坡度为  $0.3\%$ ，查表得：水沟深  $400\text{mm}$ 、水沟宽  $400\text{mm}$ ，水沟净断面面积  $0.16\text{m}^2$ ；水沟掘进断面面积  $0.203\text{m}^2$ ，每米水沟盖板用钢筋  $1.633\text{kg}$ 、混凝土  $0.0276\text{m}^3$ ，水沟用混凝土  $0.133\text{m}^3$ 。管子悬吊在人行道一侧，电力电缆挂在非人行道一侧，通信电缆挂在管子上方，如图 3.1 所示。

计算巷道掘进工程量和材料消耗量：

每米巷道拱与墙计算掘进体积  $V_1=S_2 \times 1=13.2 \times 1=13.2\text{m}^3$ ；

每米巷道墙脚计算掘进体积  $V_3=0.2 \times (T+\delta) \times 1=0.2 \times (0.1+0.075) \times 1=0.04\text{m}^3$ ；

每米巷道拱与墙喷射材料消耗  $V_2=[1.57(B_2-T_1)T_1+2h_3T_1] \times 1=[1.57(3.95-0.10)0.10+21.80 \times 0.10] \times 1=0.96\text{m}^3$ ；

每米巷道墙脚喷射材料消耗  $V_4=0.2T_1 \times 1=0.2 \times 0.1 \times 1=0.02\text{m}^3$ ；

每米巷道喷射材料消耗（不包括损耗）

$V=V_2+V_4=0.96+0.02=0.98\text{m}^3$ ；

每米巷道锚杆消耗（仅拱部打锚杆）

$$N' = \frac{2(P'/2M)+1}{M'}$$

式中， $P'$  为计算锚杆消耗周长， $P'=1.57B_2=1.57 \times 3.95=6.2\text{m}$ ； $M$ 、 $M'$  为锚杆间距、排距  $M=M'=0.8\text{m}$ 。

$$\text{故 } \frac{P'}{2M} = \frac{6.2}{2 \times 0.8} = 3.875, \text{ 取为 } 4, \text{ 故 } N' = \frac{2 \times 4 + 1}{0.8} = 11.3 \text{ 根。}$$

折合重量为  $11.3 \times [(l+0.05)\pi(\frac{d}{2})^2 \rho] = 11.3 \times [(1.80+0.05) \times 3.14(\frac{0.018}{2})^2 7850] = 41.74\text{kg}$ 。其中， $l$  为锚杆深度， $l=1.8\text{m}$ ， $0.05$  为露出长度； $d$  为锚杆直径， $d=18\text{mm}$ ； $\rho$  为锚杆材料密度， $\rho=7850\text{kg}/\text{m}^3$ 。

每排锚杆数为  $N' \times 0.8=11.3 \times 0.8=9$  根；

每米巷道锚杆注孔砂浆消耗  $V_0=N'(S_k-S_m)$ ，其中  $S_k$  和  $S_m$  是锚杆孔和锚杆的断面面积。

$$\text{则 } V_0 = N'(S_k - S_m) = 11.3 \times 1.8 \times 3.14 \times \frac{1}{4} (0.042^2 - 0.018^2) = 0.023\text{m}^3；$$

每米巷道粉刷面积  $S_r=1.57B_s+2h_s$ ，其中  $B_s$  为计算净宽  $B_s=B_2-2T=3.95-2 \times 0.10=3.75\text{m}$ 。故  $S_r=1.57 \times 3.75+2 \times 1.60=9.1\text{m}^2$ 。

绘制巷道断面施工图

巷道断面施工如图 3.1 所示

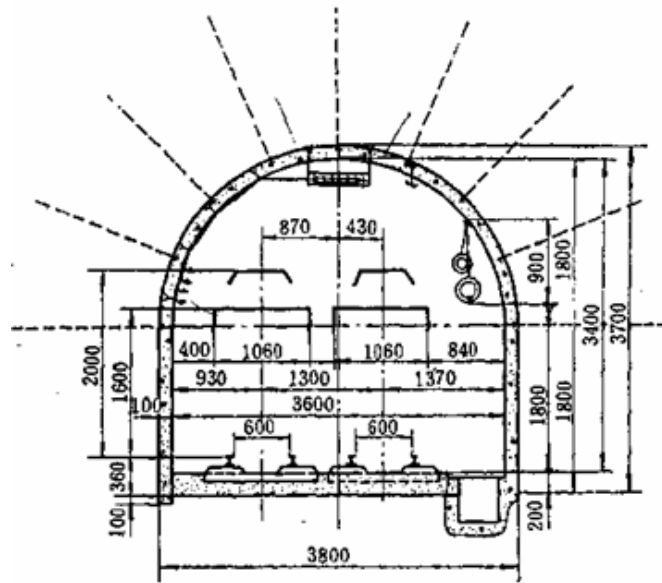


图 3.1 巷道断面施工图

### (3) 结论

以某矿运输大巷断面设计为例，采用巷道断面设计基础原理进行巷道断面设计和校核。巷道断面设计为半圆拱形，确定巷道净宽 3600mm、净高 3400mm、净断面积  $10.8\text{m}^2$ ，净周长 12.5m，巷道掘进断面积为  $13.2\text{m}^2$ ；该矿按照本设计在巷道施工过程中，成巷效率较高，巷道安全稳定，满足了安全和技术要求，提高了一定的经济效益。

## 案例（四）：煤（岩）巷、半煤岩巷快速施工机械化作业案例

### 1.案例简介;

岩巷的快速施工受地质条件、机械化程度、施工技术等因素影响,岩巷机械化高效掘进和岩巷欠帐一直是制约矿井发展和安全开采的“瓶颈”。本案例以泰安煤业 11102 工作面半煤岩巷运输顺槽掘进为工程背景,采用理论分析、现场监测等方法,对半煤岩巷快速掘进施工工艺的选择及应用效果进行分析研究。分析确定采用综掘机械化开采技术,同时配置重型硬岩掘进机械进行半煤岩巷的快速掘进。通过现场观测及经济效益的分析,确定了 11102 工作面采用快速掘进施工方法的实用性及经济性。

### 2.教学知识点

#### (1) 关键知识点

围岩岩性; 巷道掘进尺寸; 施工工艺

#### (2) 关键能力点

半煤巷掘进施工工艺; 施工效果分析

### 3.案例内容

#### (1) 案例概况

泰安煤业为晋能集团忻州有限公司下属煤企, 开采 11 号煤层, 煤层自身构造相对简单, 薄煤层, 缓倾斜。开展半煤巷掘进施工作业时, 采用破底方式, 主要是针对粉砂岩和泥岩等进行截割施工。11102 工作面运输顺槽坡度  $10^{\circ}$ , 巷道总长 1120m, 半煤巷设计长度 600m。半煤巷工作面顺槽标高 +770~+782m。11 号煤层伪顶为 0.1~0.7m 的泥岩, 直接顶为 2~3.21m 的含钙泥岩, 基本顶为 4.15~4.6m 的泥质粉砂岩; 直接底为 2.32~7.84m 的泥岩。

#### (2) 半煤巷掘进施工工艺选择

按照半煤巷的长度加以确定



半煤岩巷长度对其掘进施工工艺影响较大，当巷道长度值较短时，应用钻孔爆破作业工艺较为合适，同时还需要配置相应的装载机械和耙斗机械；当巷道长度值较长时，应用综掘机械开采工艺则更为合适。该矿井半煤巷长度较长，故选择综掘机械开采工艺。

按照半煤巷岩石性质选择

半煤岩巷岩石性质对掘进施工工艺也具有较大影响，当半煤巷掘进过程中，进行截割处理的岩石结构厚度较大，而且岩体的强度值较高时，适宜采用综掘机械化开采技术，配置重型硬岩掘进机械，这样才能确保半煤巷掘进作业的效率。并且，在半煤巷的掘进作业过程中，也可以辅助以松动爆破施工技术，辅助综合机械化掘进作业。

根据该矿实际地质条件，选择采用综掘机械化开采技术，同时还需要配置重型硬岩掘进机械。



图 1 综掘机械设备

### （3）半煤巷快速掘进施工效果

施工效果

按照上述设计的各项作业参数，工作面顺槽掘进速率较高，成巷质量同样也得以改善。依据半煤巷作业现场的相关数据来看，半煤巷从 2017 年 5 月开展首次作业之后，到 2017 年 8 月作业完工，工期经过了 90d 的时间，共进行了 533 个循环作业，掘进的总长度达到近 500m，超出了之前预设的月进度目标。在作业完成之后，岩体的块度也相应减少，而且岩体粒径变得更加均匀，对于装岩施工是非常

有利的。半煤巷的成巷作业也全部达到要求，优良率超过了 86%，同时没有出现欠挖现象，最大超挖值被有效控制在 150mm 之内。

### 围岩位移监测

围岩位移监测站和监测点的设置从半煤巷进行掘进施工作业起始，每间隔距离为 30m 加设监测站点，监测站点的编号分别为 1#~4#，一共设置有四个监测站点。在对测点的位移进行测量过程中，采用的方法为十字交叉法，全面测量半煤巷顶板结构和两帮结构位移量。

由于工作面作业使用的工艺技术为倾斜长壁采煤工艺，煤层的倾斜角度值平均约为  $10^{\circ}$  左右，故巷道掘进施工是沿着煤层走向开展掘进作业的，半煤巷深度值同样也要随着开采作业不断进行而有所增大，各个监测站点便会存在相应垂直距离。由于煤层倾斜角相对较小，所以各个监测站点的垂直距离相对较小，这对于监测结果的影响不大。1# 站点至 4# 站点测量的两帮结构和顶板结构移近量数据如图 3.1 和图 3.2 所示。

由图 3.1 中数据可以得出，半煤巷掘进施工的 90d 时间之内，两帮结构移近量最大数值为 178.5mm。从 4# 监测站点的现场监测数据信息可以得到，两帮结构监测到的移近量，沿半煤巷下山方向有着不断增加发展趋势，但是具体增加值不大，增加值只有 6mm 左右。由于在采用快速掘进施工作业之前，半煤巷已完成掘进量达 140m 左右，而半煤巷的设计长度仅仅有 600m，因此，半煤巷最深部位两帮结构发生位移的数值也不会太大。整体上看，巷道的整个服务期限之内，基本上可以正常的应

用。由图 3.2 中数据可以得出，半煤巷顶板结构出现变形情况下，形变速率在掘进作业开始实施之后约 1 月后位移速率才逐渐增加，最大的位移速率约为 6.3mm/d，在经过两个月的快速掘进作业施工之后，顶板位移速率慢慢地趋向稳定，顶板变形量最大值为 150mm 左右，同时围岩的收敛相对较小。因此，从图中可以看出，由于巷道支护应

用了锚网索带联合支护技术，可以显著地控制顶板结构位移，有效地改善围岩结构强度值，确保煤炭资源开采作业更加安全与经济。

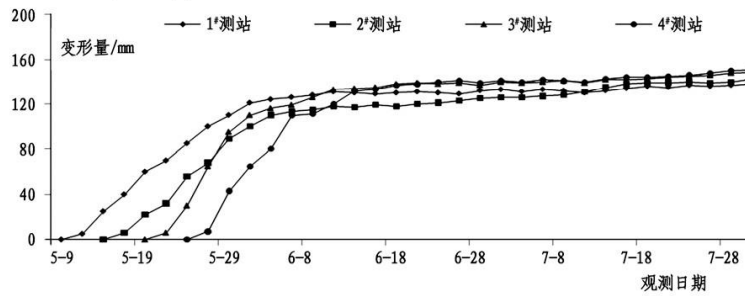
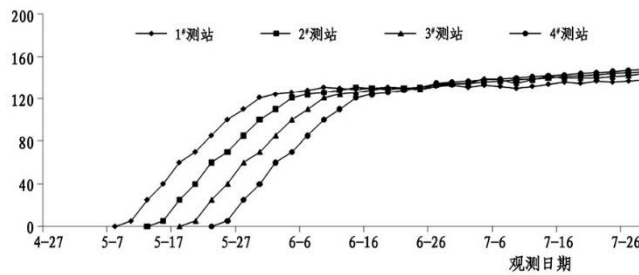


图 3.1 两帮移近量变化情况



3.2 顶板移近量变化情况

#### (4) 结论

以泰安煤业 11102 工作面半煤岩巷运输顺槽掘进为工程背景，采用理论分析、现场监测等方法，对半煤岩巷快速掘进施工工艺的选择及应用效果进行分析研究。研究表明，11102 工作面运输顺槽采用综掘机械化开采技术，配置重型硬岩掘进机械进行半煤岩巷的快速掘进，半煤巷的成巷作业全部达到要求，优良率超过了 86%，最大超挖值被有效控制在 150mm 之内；采用快速掘进施工方法后，半煤巷的掘进速率得到有效增加，不仅极大地缩短了施工时间，同时也有效地提升了煤矿企业利润。

## 案例（五）：掘进工作面瓦斯爆炸事故及防治案例

### 1.案例简介;

在我国煤矿事故中，瓦斯事故发生次数占事故发生总次数的 40% 以上，是最严重的矿井灾害之一；因此，重视煤矿瓦斯爆炸事故，科学预测事故发生趋势及合理制定防控方案具有重要的理论意义和实用价值。以黑龙江省龙煤集团鹤岗分公司新兴煤矿发生特别重大瓦斯爆炸事故为例，分析事故发生的原因，并提出相应的防范措施；为高瓦斯矿井安全开采提供借鉴。

### 2.教学知识点

#### （1）关键知识点

瓦斯组分及性质；瓦斯爆炸原理

#### （2）关键能力点

瓦斯爆炸事故原因分析；瓦斯爆炸事故防范措施制定

### 3.案例内容

#### （1）案例概况

2009 年 11 月 21 日 2 时 30 分，黑龙江省龙煤集团鹤岗分公司新兴煤矿发生特别重大瓦斯爆炸事故，造成 108 名矿工遇难，65 人受伤，其中 6 人重伤。

新兴煤矿为黑龙江龙煤集团有限公司下属煤矿，位于鹤岗市楼乡，原国有重点煤矿，属于高瓦斯矿井，开拓方式为斜井，矿井开采储量 1920 万吨，主要生产煤种为焦煤，核定生产能力 145 吨每年。2007 年实际产煤 145.93 万吨。

2009 年 11 月 21 日 11 时 37 分，龙煤鹤岗分公司新兴煤矿调度室接到井下瓦斯报警提示，立即通知矿领导并组织井下人员撤离。2 时 30 分，在 113 开拓队施工的三水平南二石门组 15 号探煤巷发生瓦斯事故，108 人遇难。



图 1 瓦斯爆炸造成矿难

## （2）事故原因

事故直接原因是新兴煤矿在地质构造复杂的三水平南二石门 15 号煤层探煤巷，爆破作业诱发煤（岩）与瓦斯突出，突出的瓦斯逆流进入二段钢带机巷在二水平南大巷与新鲜风流汇合，然后进入二水平南卸载巷附近区域，达到瓦斯爆炸界限，卸载巷电机车架线并线夹接头发生电火花引起瓦斯爆炸。

井下施工的三水平探煤巷发生煤与瓦斯突出，引起风流逆向，突出的大量瓦斯进入二水平进风系统，迂火发生瓦斯爆炸，波及全矿井。事故暴露出该企业采掘布置不合理，井下现场管理和劳动组织混乱，超强度组织生产，通风系统复杂，抗灾能力弱，应急预案不完善等问题，反映出企业安全生产责任不落实，隐患排查不认真，不彻底，是一起责任事故。

## （3）防范措施

要督促各类煤矿企业认真贯彻和严格执行“先抽后采，监测监控，以风定产”的瓦斯治理方针，严防瓦斯事故发生。

要全民加强煤矿特别是国有煤矿安全基础工作，学习推广“白国周班组管理法”，建立能有效推动班组建设不断加强的工作机制，促进强基固本，搞好煤矿全员、全过程，全方位安全管理。

要进一步加大关闭整顿和安全监督监察力度，对防突措施不落实和落实不到位的矿井，要立即责令要停产整顿，限期整改，对整改无效，达不到规定标准的要坚决予以关闭。

要切实加大对已关闭矿井，报废矿井，基建矿井及停产整顿矿井的巡查和监控力度，依法严厉打击非法行为，要对已取缔关闭矿井，死灰复燃和基建矿进行违规生产。

加强现场安全管理工作，全面落实各级各部门安全生产责任制和业务保安责任制，强化现场安全监督检查，严格按照《煤矿安全规程》规定。

#### （4）结论

以黑龙江省龙煤集团鹤岗分公司新兴煤矿发生特别重大瓦斯爆炸事故为例，综合分析事故发生的原因，并提出相应的防范措施。事故直接原因是新兴煤矿在地质构造复杂的三水平南二石门 15 号煤层探煤巷，爆破作业诱发煤（岩）与瓦斯突出，突出的瓦斯逆流进入二段钢带机巷在二水平南大巷与新鲜风流汇合，然后进入二水平南卸载巷附近区域，达到瓦斯爆炸界限，卸载巷电机车架线并线夹接头发生电火花引起瓦斯爆炸。对于高瓦斯矿井开采，采取合理的防范措施对保障煤矿安全高效开采施极为重要，加强现场安全管理工作，全面落实各级各部门安全生产责任制和业务保安责任制，强化现场安全监督检查，严格按照《煤矿安全规程》规定。

## 案例（六）：巷道顶板事故分类及控制案例

### 1. 案例简介

提出基于构造应力强度和顶板岩层赋存结构的复杂程度 2 项指标，对顶板稳定性状态进行分类，直观地反映了淮南矿区复合顶板易于离层的特点和倾向；进一步将该矿区普遍属于 IV，V 类的煤巷类别细化为稳定型、破碎型、离层型及离层破碎型等 4 类，并针对顶板的离层控制难题提出预应力支护思想和系列预拉力支护技术，为解决长期困扰淮南矿区的煤巷支护问题提供了一套有效的技术途径；该项技术现已全面推广应用。

### 2. 教学关键点

煤巷开挖，离层观测，顶板分类，预拉力支护。

### 3. 案例内容

#### （1）引言/开头

淮南矿区近年发展迅速，8 槽、11 槽、13 槽等新区煤巷主采煤层赋存稳定、厚度大、强度低，适宜综采综放机械化开来。新区 4 个现代化特大型矿井在瓦斯综合治理、采煤方法工艺等方面已取得重大成效，采煤工作面已具备年产  $3 \times 10^6$ t 的综合生产能力，但煤巷围岩稳定性差、支护难度大，问题一直十分突出，常常成为制约回采面推进的主要障碍。上世纪 90 年代以来，矿区持续开展煤巷树脂高。强锚杆的应用技术研究，大力推广应用“九五”以来形成的煤巷支护技术成果。但由于围岩结构复杂、岩性差、采深大、区域构造应力强烈，复合顶板常常具有本质的离层变形倾向，特别是 13 槽煤层复合顶板厚、巷道通风断面大、跨度大，且安全可靠性问题较其他矿区更加突出，长期依赖于 U 钢支护，总体支护状况进展不大。2000 年以后矿区选择典到条件，结合地应力测试开展煤巷分类研究，以顶板离层控制为中心开展应用技术研究，取得了重大突破，新区煤巷锚杆支护率从 7% 提高到 79%，下面简要介绍这一技术成果。



图 1 顶板垮落

## (2) 相关背景介绍

随着对地下工程围岩活动规律的深入认识，煤巷分类方法发展很快，从单指标围岩稳定性分类向多指标围岩稳定性分类过渡，由定性描述向定量分析发展。其中，原煤炭工业部制定的“缓倾斜、倾斜煤层回来巷道围岩稳定性分类”应用较广。但按照该分类方法，淮南矿区煤巷多数属于 IV、V 类巷道，常常区分不开，不利于分类管理、指导矿区的工程实践，特别是不能直观地反映顶板的离层状况和顶板施工的难易程度。因此，该分类方法只能宏观把握矿区的维护状况，不能直接指导安全生产管理，必须进一步细化矿区内煤巷的赋存类别，以便分类管理，确保安全。

## (3) 主题内容

针对一个相对固定的范围，抓住主要影响因素，结合经验进行分类，既能保证分类的应用性和可操作性，又不失准确性和科学性。对淮南矿区而言，就是要在分类中把握长期困扰煤巷支护的顶板稳定性，选取便于把握的影响顶板离层的分类指标，按控制顶板的难易程度划分类别。为定量把握矿区煤巷的赋存状况，首先，应根据新区的煤系地层赋存状况对典型条件下围岩物理力学性能和地应力状况作详细测试。

## (4) 围岩物理力学性能测试及比较

根据已有实践，淮南新区主采煤层强度都处于中等偏软或软弱破碎状态，硬度系数为 0.7~1.3。从取样看，谢桥 13 槽煤层较为破碎，



而且，即使是同一煤层的不同层位硬度区别也在 0.5 左右。因此，利用煤体硬度分类不敏感。潘三、谢桥两矿煤层结构复杂，层理紊乱，硬度普遍小于 1.0，含有多层软弱薄层，煤层自稳时间很短，控顶难度大。

从顶板岩性分析看，煤系地层上覆岩体胶结压密性差，抗拉强度仅为 1.57~3.20MPa。泥岩矿物组成相近，主要由高岭石、石英、少量的菱铁矿和伊利石等组成，属于粉砂质高岭石泥岩，易风化，遇水泥化并具有一定的膨胀性，初期膨胀较快，膨胀力较大，但持续时间短，而后缓慢衰减。膨胀率在 5% 左右，膨胀力为 0.38~0.51MPa。

新区煤系地层多数属于 IV, V 类围岩，受水理作用和采动影响，岩体强度低，稳定性差，利用岩性开展分类也不甚敏感。13 槽大部分顶板赋含煤线、软弱夹层，在测量钻孔的钻进过程中，揭露的煤层顶板十分破碎，取芯困难，取芯率较低，岩石质量指标指数 RQD 仅为 25%~30%。属于典型的复合破碎顶板；11 和 8 槽局部顶板条件与之相似。

#### （5）地应力测试及对比

本项目研究应用空心包体类三维应力测量原理和钻孔应力解除技术，分别在潘三矿 -650m 水平东翼 1542(3) 工作面运输巷与切眼交叉处、-650m 水平西翼 1452(3) 工作面运输巷和 1 谢桥矿 -650m 水平 1151(3) 运输巷开展了地应力测试，这 3 个区域代表了 3 个由强到弱的构造应力测试区域。

可以看出，淮南矿区构造地应力分布不均衡，围岩应力状态区别较大，有些开采区域构造应力强烈，剪切应力集中现象十分突出，是制约巷道稳定性的主要因素。将实测水平应力与重力计算水平应力之比记作  $k$ ，以此来进一步量化水平构造应力的大小，可以较好地反应该区域构造应力的强弱程度和剪应力集中程度。

#### （6）顶板结构分类

从新区开采实践看，主采煤层顶板的赋存特征容易识别，直观明了，有些是砂岩顶板、完整厚层泥岩，比较稳定；有些是泥岩煤线交错分布，累计厚度大，稳定性差。根据经验可将其分为 4 类。

#### (7) 煤巷分类

实践表明，当矿区破碎型或较破碎型顶板处于高应力区时，离层倾向严重，必须提出可靠的支护结构；当该 2 类顶板处于低应力区时，则主要是控制松散顶板区的稳定，矿压显现区别较大。因此，结合矿区实际情况，利用顶板结构特征和构造应力强弱 2 个指标交叉组合可以简洁有效地把握新区煤巷围岩稳定性和支护难易程度。

#### (8) 结尾

淮南矿区从 2000 年开始在有关科研院所的大力协作下，全面开展了煤巷支护技术攻关，目前已形成一套考虑地应力强度的围岩分类方法、控制顶板离层预应力支护理论和预拉力支护技术。通过大范围工业性试验已形成 4 种典型分类条件卡的成熟技术，并已大面积推广，取得了显著的技术经济效益；综采单产从  $5.9 \times 10^4$ t/月/个（1999 年）提高到  $11.2 \times 10^4$ t/月/个（2002 年）；掘进单进同比提高 17.4%~61%；集团公司吨煤支护材料费从 15.3 元（1999 年）降低到 9.8 元（2002 年）。同时，安全状况有根本保证，该技术推广至今，综采工作面掘进和回来期间未出现死亡事故。

## 案例（七）：巷道喷混凝土支护原理及技术案例

### 1.案例简介

针对干喷(潮喷)混凝土技术的不足，研究了大断面巷道湿喷混凝土分区支护技术。通过对围岩总体稳定性的预先判定，结合以支为主、支让结合、分阶段支护的支护原则，提出大同煤矿集团有限责任公司大断面巷道区域喷混凝土设计方案，应用效果良好。

### 2.教学知识点

湿喷混凝土，大断面巷道，围岩稳定性，分区支护。

### 3.案例内容

#### （1）引言/开头

大同煤矿集团有限责任公司所属煤矿煤巷断面多数大于 16m<sup>2</sup>，为大断面巷道。目前巷道采用的都是干喷（潮喷）技术，干喷混凝土是只有一种强度、一种厚度的单一不合理支护模式，易开裂、剥落，难以达到有效封闭围岩、临时支护作用。针对煤矿工作实践中存在的以上问题，展开了对大断面巷道湿喷混凝土分区支护技术的研究工作，为湿喷混凝土优化设计提供理论和实践依据。

#### （2）相关背景介绍

同煤集团同忻煤矿 2104 运输巷沿底板布置采用超大矩形断面 5500mm × 3600mm，在离开切眼 50m 处，挑顶区域断面达到 5500mm × 4150mm，矩形巷道断面容易在两角处产生应力集中，所以两角处应加强支护。巷道宽度达到 5.5m，顶板极易产生弯曲变形，顶板易变形破坏。由于 2104 运输巷顶板和肩部基本为煤层，巷帮为泥岩和煤层，煤体和泥岩稳定性较差。从水文地质勘探可知，上部采空区局部低洼处可能会有积水存在，在集水区，顶板易淋水，岩层吸水软化，且混凝土通常喷不上去，造成支护材料锚固力下降，支护强度减弱，在淋水区域应加强支护。在上述分析基础上，提出巷道湿喷混凝土分区支护技术，根据大同矿区巷道特性，进行了巷道湿喷混凝土分区支护。



图 2 大同矿区巷道

### (3) 巷道喷混凝土分区支护技术

巷道支护变形特征可划分为 3 个阶段，即减速阶段、近似线形的恒速阶段和加速阶段。当进入加速变形阶段时，岩体本身的结构改动，常在巷道拱、肩部喷层出现裂纹，进而出现离层脱落，围岩松动，局部冒落，而巷道其他部位支护体仍处于相对稳定状态，此时为巷道最佳二次支护时间。二次支护要在让压完成后，如让压没有完成，就急于二次支护，支护层可能被较大应力破坏，造成喷体开裂，巷道收缩，断面变小，达不到使用要求。所以在施工时先采取大断面施工，临时支护，在巷道让压完成后，修整临时支护被破坏的地方，然后喷射混凝土成巷。

加固的时间根据巷道位移变化监测来确定，紧固松动锚杆和受压而被破坏的金属网，捣掉网上碎石块，进行 2 次或 3 次喷射混凝土达到设计厚度。在相同支护条件下，巷道表面不同部位的变形量是截然不同的，变形量大的部位即关键部位，此部位为 2 次或 3 次耦合支护的关键部位，仅对关键部位进行支护即可，不进行全面的二次支护，达到在保证巷道稳定的基础上降低延米巷道费用。

### (4) 分阶段支护

为适应大断面巷道的矿压活动特点,巷道的支护原则在遵循以支为主、支让结合支护原则的前提下,还应分阶段支护,根据巷道不同的稳定变形速度和阶段,采用不同的支护方式。该支护机理的核心是:围岩和支护体共同组成抗压支护体系,并尽量发挥围岩的支撑力。不同支护方式施工工序时机的把握应根据位移观测结果决定。在支护能力最大发挥的前提下,尽量减小围岩变形,以便使围岩内在自支撑能力保持最大值。需要通过施工中的矿压观测把握好让压的量值。

大断面破碎围岩岩巷,采用喷锚喷支护形式。巷道掘出后应立即进行初喷,相隔一定时间(使初喷强度达到一定量值)后进行锚杆支护,再进行复喷。

#### (5) 大断面巷道区域喷混凝土设计

支护强度分级。采用围岩稳定性指数法判断出同忻煤矿 2104 巷道为不稳定围岩,不稳定围岩喷层设计应注重高抗压强度、抗拉强度及黏结强度,防止围岩松动冒落。

分次湿喷。根据围岩变形阶段,在巷道开挖和加速变形阶段进行初喷;在围岩近似线形的恒速阶段进行复喷。

分区域不同湿喷。由于围岩结构、水文地质条件的变化,同一巷道中的不同区域喷混凝土设计也有所不同。如在岩石表面浸水严重时,需要改善混凝土配方,如增加速凝剂比例或加入内部养护剂,提高黏结强度。

关键部位加强支护。同一巷道横切面若位于不同岩层,如顶板为极软弱岩石,或高地应力下拱顶与两肩部应力集中,则极软弱岩石部位、应力集中部位与其他部位喷层设计不同。

喷混凝土分区支护工艺及参数如下:①巷道断面 5500mm × 3600mm 时支护稳定(巷顶和肩部为煤,向下依次穿过泥岩、煤、泥岩、煤),喷层用途是支护与封闭围岩作用,提高抗拉、抗压和黏结强度,采用高效减水剂(0.7%)+无碱液态速凝剂(6%)+水化剂(0.3%)。②巷道断面 5500mm × 4150mm 时支护不稳定(巷顶和肩部为煤,向下依次穿过泥岩、煤、泥岩、煤),采用高效减水剂(0.8%)+无碱液态速凝剂(7%)+

水化剂(0.3%)。③淋水区支护不稳定,喷层用途为防止顶板开裂、冒落,防止岩层吸水软化,起支护与封闭围岩作用,提高黏结强度,采用高效减水剂(1%)+无碱液态速凝剂(8%)+水化剂(0.3%)+适当增加水泥量。④巷道两角处支护不稳定(应力集中区),喷层用途为封闭围岩,提高抗压强度,采用高效减水剂(1%)+无碱液态速凝剂(8%)+水化剂(0.3%)。

针对淋水区巷道表面有水难喷上去,并且巷道表面的水与喷上去的混凝土会继续发生反应等问题,采取以下措施:增加减水剂的含量,减水率可达 20%~30%;增加混凝土的黏结性;提高速凝剂含量保证混凝土快速凝结。

#### (6) 结尾

根据同忻煤矿 2104 巷道地质条件的变化情况,对围岩的稳定性予以明确分类,并根据围岩稳定性的不同类别针对性地制定了相应的喷混凝土方案,即同一巷道不同断面(挑顶区)湿喷混凝土配比不同,同一断面两角处重点喷混凝土支护,特殊地段(淋水区域)利用特殊喷混凝土配比,以体现巷道围岩变化和不同受力的特点。提高混凝土支护的差异性和针对性,既最大程度地降低了费用,又提高了高应力区域的破碎岩体支护效果,改变了以往煤矿喷射混凝土仅有一种强度、一种厚度的单一不合理支护模式,保证了最佳投入得到最佳效果。

## 案例（八）：巷道锚杆支护系列分类及适用条件案例

### 1.案例简介

为解决大尹格庄金矿深部复杂应力环境下破碎围岩巷道的支护问题，根据现场实际情况，分析破碎围岩巷道变形破坏规律，提出应用玻璃钢锚杆与管缝锚杆联合支护技术为核心的支护结构。经过理论分析和数值模拟计算，确定了合理经济的支护参数和新的支护方案，能够显著地提高围岩的强度和承载能力，有效地控制破碎围岩巷道的围岩变形，为解决类似工程难题提供了有效途径。

### 2.教学知识点

锚杆支护，破碎巷道，玻璃钢锚杆，联合支护。

### 3.案例内容

#### （1）引言/开头

近年来，随着我国经济快速发展，矿产资源需求与日俱增，消耗量逐步增大，特别是我国东部地区，矿山开采历史悠久，大部分矿山浅部资源逐渐枯竭，并逐步进入深部开采。随着采深的逐渐增加，井下地质条件复杂多变，地压显现剧烈，断层节理裂隙发育，矿体松软破碎，巷道极易产生开裂、变形，发生冒顶事故，影响矿山安全生产。如何解决破碎围岩巷道的支护问题，寻找一种经济可靠的支护方式，已成为目前深部矿体开采亟需解决的技术难题。

玻璃钢锚杆主要是由玻璃纤维增强塑料制成的一种非金属锚杆，与传统的螺纹钢锚杆相比，不仅耐腐蚀，还具备质量轻、强度高的特点，在煤矿支护中获得了广泛应用，并取得了良好的经济效益和社会效益。然而，由于玻璃钢锚杆支护初期强度低，且不能快速达到锚固强度，不能达到初期工程施工防护要求，玻璃钢锚杆在金属矿山支护中还未得到普遍应用。本文以大尹格庄金矿深部破碎巷道为研究对象，在分析玻璃钢锚杆支护效果的基础上，提出了采用管缝式锚杆和玻璃钢锚杆联合支护的方式，解决深部破碎巷道支护难题。



图 3 破碎围岩巷道

## (2) 相关背景介绍

大尹格庄金矿深部矿体主要采用上向水平分层充填采矿法回采。矿块沿走向布置,长 60m,宽为矿体厚度,其中矿房长 56m,间柱 4m,回采时不留顶底柱。中段高 60m,分层落矿高度 2.4m,控顶高度 4.0m,每条分段巷道服务 5 个分层的回采,分段高为 12m。分段运输巷道布置于矿体下盘的绢英岩、绢英岩化花岗闪长岩中,受地质构造应力作用,岩体稳定性较差,巷道局部松软破碎,维护困难。

## (3) 巷道变形破坏特征

随着矿山开采深度增加,地压作用显现,巷道开挖后围岩应力状态发生改变,极易发生片帮、变形甚至冒顶坍塌事故,通过对巷道变形破坏规律研究发现,巷道围岩变形主要以松动破坏为主,主要表现在巷道支护后,节理裂隙发育,部分岩体脱落并悬挂在锚杆杆体上,后期在自重应力影响下,巷道松动圈进一步扩大,巷道片帮、垮冒的频次及规模都愈发严重,因此,破碎、高应力条件下巷道支护问题长期困扰着采矿工程,成为井下生产安全的重大隐患。大尹格庄金矿深



部破碎围岩巷道支护作业完成后,受台车凿岩作业和采场爆破作业影响,围岩松散破碎,巷道顶板及两帮岩体发生离层破坏,极易发生片帮和冒顶等安全事故,影响后续生产。

#### (4) 巷道规格及断面尺寸

大尹格庄金矿回采巷道形状为三心拱形,高3.2 m,宽3.6 m。实际生产过程中,回采巷道根据地质条件采用多种支护方式,主要方式有单锚杆支护、锚网支护、锚喷网支护及钢支架联合支护等。目前,主要以锚网支护为主。锚杆长为1800 mm,直径42 mm,内径38 mm,支护间排距约为800 mm×800 mm,正方形布置,锚网采用Φ6.5 mm的钢筋编制,网格:100 mm×100 mm,长1800 mm,宽900 mm。

管缝式锚杆由于安装简单、方便,是金属非金属矿山比较常见的一种支护材料,但在破碎带及大断层、含水层等构造复杂区域,特别在后期受后续采场凿岩爆破影响,巷道围岩松动,因此管缝式锚杆并不能起到很好的支护作用,极易发生片帮冒顶事故,应优化支护参数,改变支护形式。

#### (5) 玻璃钢锚杆加固方案的确定

大尹格庄金矿-676 m中段一分段巷道在地质构造应力作用下,加上对复杂地质条件认识不足,巷道支护主要以管缝式锚杆支护为主,支护强度较小,抗剪能力差,巷道片帮冒顶事故频发,不能达到预定支护效果,二次支护多以钢支架支护为主,但钢架支护安装复杂,施工周期长,劳动强度大,且施工成本高,不适合巷道大范围内支护作业,因此,针对大尹格庄金矿深部破碎围岩巷道支护难题,提出玻璃钢锚杆与管缝式锚杆联合支护方案,解决破碎巷道支护难题。

设计拟对试验巷道预先进行锚网支护,由于深部破碎围岩巷道在构造应力作用下,围岩完整性进一步破坏,极易发生片帮和冒顶事故,利用管缝式锚杆可以提供初始锚固力,固定锚网,提高围岩整体性,并为下阶段施工玻璃钢锚杆做好基础,满足玻璃钢锚杆初期施工安全

要求，初期支护完成后，再采用玻璃钢锚杆作为支护主体进行加固，形成完整的支护结构。

#### (6) 玻璃钢锚杆参数的确定

为在工程实践中最大可能地体现玻璃钢锚杆与管缝式锚杆联合使用后的支护效果，管缝式锚杆支护参数在保持不变的基础上，对玻璃钢锚杆支护参数进行优化，确定锚杆长度、杆体直径等支护参数。

锚杆外露长度  $L_1$  主要取决于锚杆类型及锚固方式，需考虑托盘、螺帽和杆体外露长度，支护时利用托盘和螺母施加预应力，取值 100mm；锚杆锚固厚度  $m$  即为锚杆锚固岩层的厚度，需根据围岩条件来确定，大尹格庄金矿深部围岩整体来说不破碎，局部存在规模较大的张性构造，造成局部巷道较破碎且涌水较大，局部破碎区域成块状冒落，因此需要加大岩层锚固厚度，通常情况下，锚杆锚固厚度取 1000~1400mm，考虑破碎带特点，取值 1400mm，防止围岩冒落；锚杆嵌入坚固岩层的深度  $L_2$  一般为 300mm。综上，根据大尹格庄金矿深部巷道围岩变形特征，求得玻璃钢锚杆长度为 1.8m，另结合围岩松动圈理论，当锚杆锚固厚度低于巷道围岩变形深度时，锚杆端部受压，只能起到悬吊作用，不能形成有效的挤压拱，长时间变形会导致杆体断裂，造成大面积坍塌，因此，本着安全有效的原则，确定选用玻璃钢锚杆长度为 2000mm。

#### (7) 结尾

通过理论计算对大尹格庄金矿回采巷道的支护参数进行优化调整，确定了合理的玻璃钢锚杆支护参数，提出了联合支护的方式。

## 案例（九）：巷道施工作业方法及组织管理案例

### 1.案例简介

在社会经济不断发展和进步的背景下，资源损耗情况也在不断增加，煤炭资源作为我国生产制造以及生活中的重要资源，如何对资源进行科学合理地开采，将会对社会今后的发展造成直接影响。企业在时代发展的背景下，需要对煤炭资源开采技术进行不断创新和研究，尤其对连掘技术进行研究和分析，加强连掘施工的准备工作的、对循环距离的确定、加强对施工设备以及生产系统等内容的探讨。本文主要针对现阶段煤炭资源连掘工艺的施工作业进行了研究，加强连掘工艺的管理工作，进而更好地保证煤炭资源开采的安全性与可靠性，促进相关企业在新时代的背景下有着较为良好的发展优势。

### 2.教学知识点

煤矿连掘，连掘工艺，施工作业，管理工作。

### 3.案例内容

#### （1）引言/开头

在煤炭资源开采过程中，相关工作人员需要不断对资源开采的技术进行创新和优化，结合煤炭资源开采的实际情况，制订有效的资源开采技术方案，这样也能够保证资源开采具有科学性以及合理性。此外，煤炭资源连掘工艺属于传统资源开采的技术种类之一，连掘技术的施工速度较快，在资源开采的过程中具有较强的稳定性和安全性，这也是连掘技术应用的主要优势之一。企业为了能够在新时代的发展背景下获得更加良好的发展前景，就必须加强对连掘技术的创新和优化，相关工作人员通过对煤炭资源连掘工艺施工作业与管理的内容进行研究，不断提升施工工艺的应用效果，帮助企业获得更好的经济效益。



图 4 矿井连采连掘工艺

## (2) 相关背景介绍

随着我国社会经济的不断发展和进步，我国对能源的需求量也在不断地提升，在我国能源供应中，煤炭资源占据 75% 左右的比例，煤炭的开采供应，对我国社会经济的发展和企业进步有着十分重要的影响。现阶段，我国煤炭资源开采的过程中，多数都会使用井下开采巷道的方式进行开采，巷道的安全对煤炭资源的生产有着重要的影响。然而，井下巷道在使用的过程中，会受到外界因素的影响，加上对各种应力作用的影响，巷道的安全性面临考验。随着煤炭资源开采技术的进步与发展，自动化技术应用的程度也在不断提升，这样的情况不仅提升了煤炭资源开采的实际效率，还有效地提升了企业的经济效益，为我国市场的发展提供源源不断的动力。目前在煤炭资源开采的过程中，由于开采技术与连掘技术出现的问题，造成掘进效率的不断降低，这样的情况也无法满足煤炭资源开采的安全性及可靠性。

## (3) 主题内容

开采与掘进技术失衡的问题，导致煤炭资源生产效率的下降，为了能够有效改善此问题，这也是为了能够满足开采的实际需要而创新的技术类型之一。在水平或接近水平层资源开采的时候，需要使用连采连掘的技术方式。在使用连采连掘技术方式对煤炭资源进行开采的过程中，需要对多个井下巷道进行使用，让井下巷道的间距和工作界面同时进行回采，保证通行的顺畅，通过与相关设备的优化配置，确保资源在开采过程中的稳定性与安全性。在使用多个巷道进行连采连掘技术的时候，井下巷道受到的应力作用不断加强，施工环境较为复

杂，在对煤炭资源的开采过程中，需要根据井下巷道的间距，针对不同距离的巷道选择不同的开采方式，相关工作人员需要的应力作用进行仿真模拟，由此来确定巷道连采连掘的最佳距离和掘进方向，以作为连采连掘技术的最佳参考。

#### （4）煤炭资源连采连掘工艺的介绍

在煤矿资源开采的过程中，需要使用两个井下巷道进行连续开采的时候，连续开采工作需要的设备主要包括采煤机、锚杆机、梭车和破碎机等。除此之外，还需要相关的输送设备，将所开采的煤炭资源及时地进行输送。在对两个井下巷道进行连续开采的时候，连续采煤机需要将煤炭资源进行分割和装卸的操作，梭车将所分割下来的煤运输至破碎机进行处理，然后将处理完的煤通过运输机传送到指定的位置。例如：连续采煤机需要在 1 号井下巷道中对煤炭资源进行分割，锚杆机需要在 2 号井下巷道中进行支护，当煤炭资源被分割至指定位置的时候，连续采煤机需要从 1 号巷道撤出，等到 2 号井下巷道支护工作全部完成之后，锚杆机需要从 2 号井下巷道开到 1 号井下巷道需要支护的位置，而连续采煤机需要进入 2 号井下巷道对煤炭资源进行分割，两个井下巷道之间需要通过联巷进行连接，以不断循环进行煤炭资源的开采工作。在连采连掘工艺进行的过程中，铲车需要将所需要的材料、机械设备以及开采后井下巷道内遗落的煤炭资源进行清理。若现场设备需要完成的任务较多，需要所有设备共同开始煤炭资源开采工作，从而提升煤炭资源的生产效率，帮助企业在市场中获得更加良好的经济效益，以保证煤炭资源供应的效果和质量。

#### （5）循环距离的有效确定

为了能够确保连掘施工的质量和效果，在施工的过程中就需要使用较为先进的设备，但这种设备具有的特点是循环距离较大。循环距离的科学合理制订，能够发挥出连掘、支护设备最大的效果和效率。循环距离在确定的过程中，需要对以下几方面的因素进行考虑：

①所选择的连采机的施工速度与锚杆机的支护速度，需要有高度的匹配，从而保证施工能够同步进行。

②不同的掘进设备在改进之后，需要保证设备操作人员始终在支护的条件下进行，不断对循环距离进行确定，逐渐增加循环距离。比如设备在改进后需要根据循环距离，对截割距离进行确定。

③煤矿层以及顶板条件作为循环距离确定的主要因素，需要根据实际现场施工条件，对循环距离进行保证。

④循环距离的相关参数，需要与支护技术的相关参数相匹配，支护密度不断增强，支护技术就会越复杂，支护速度越慢，循环距离就会越小。

⑤循环距离的确定，需要对岗位人员的熟练程度和生产组织形式有所适应，保证循环距离能够帮助煤炭资源生产效率的提升。

⑥循环距离需要在施工规章中有着明确的规定，还需要按照生产条件的变化，及时对循环距离进行调整和完善。

#### （6）结尾

煤炭资源作为现阶段生产能源中最为重要的资源之一，实际的应用范围较为广泛，在现阶段已经覆盖在多个行业领域中。在煤炭资源开采的过程中，连掘工艺作为资源开采的技术种类之一，具有较高的应用价值。在实际生产应用的过程中，经常会受到资源开采地质条件的影响，相关工作人员需要对工艺进行适当的调整和优化，比如工艺中的循环距离、单次开采作业时间等，企业和部门通过对工艺的应用研究，加强对管理注意事项的研究，制订更加具有科学性和合理的管理制度。除此之外，在煤炭资源开采中，不仅需要提升连掘工艺的应用顺序，还需要提升煤炭资源开采的实际效率，缩短开采的时间以及节约成本资金的投入，为企业带来更加良好的经济效益。

## 案例（十）：斜井施工防治水措施案例

### 1.案例简介

为了解决西部地区第四系、新近系富水软岩斜井施工中出现的岩石塑性变形、承载能力差、机械设备下沉、底板泥泞等问题，以伊犁一矿三个斜井井筒为工程背景，提出了井点降水、倾斜地层小巷截水、井内导水、井上下相向掘进放水等方法；对影响井筒围岩稳定的新近系黏土层进行了分析，采取钢棚支架加固、及时进行混凝土浇注、开展变形量监测等措施，取得了良好的效果。结果表明，井筒涌水量防治是解决岩层失稳问题的关键，新近系黏土层是井筒稳定性管理的重点，通过有效治水+关键部位加固的方式，可有效解决制约井筒施工的技术难题，保障井筒安全施工。

### 2.教学知识点

富水软岩，斜井施工，涌水防治，围岩稳定。

### 3.案例内容

#### （1）引言/开头

目前，我国正在实施“一带一路”战略。新疆是丝绸之路经济带核心区，也是丝绸之路商贸物流和文化科教中心，该地区拥有丰富的煤炭资源，是我国重要的煤炭、煤化工生产基地之一。新汶矿业集团伊犁一号井是新疆伊犁地区开发的第一对千万吨级矿井。

#### （2）相关背景介绍

矿井采用斜井开拓，建设的主斜井、缓坡副斜井、进风斜井在施工过程中，均穿越第四系砾石层、新近系黏土层以及侏罗系地层。其中进风斜井为2007年施工，主斜井及缓坡副斜井为2018年施工。根据三条井筒的施工经验，第四系砾石层具有较好的稳定性，在无水砾石层施工难度较低，采用25U型棚作为临时支护即可满足安全施工要求；含水砾石层及新近系黏土层较为松散，特别是新近系黏土层含蒙皂石及高岭石等膨胀性矿物，遇水易膨胀，岩层无承载能力，含水较少时发生塑性变形，含水较多时会发生流动，易造成井筒大面积漏顶坍塌；同时现场因软岩及井筒涌水问题，机械设备下沉，底板泥泞

沉陷，施工条件困难。因此矿井水是影响井筒稳定性的决定性因素，井筒涌水防治是井筒安全施工的主要保障。



图 5 矿井涌水实况图

### (3) 工程背景

矿井投产时布置有位于南工业场地（南工广）的主斜井、缓坡副斜井、进风斜井、东回风立井，以及位于风井场地（北工广）的进风立井，共计 5 个井筒。本文主要针对 3 个斜井井筒进行研究。

主斜井井口标高+1278.5m，倾角  $16^\circ$ ，净宽 5200mm，斜长 636.6m，装备一部  $B=1600\text{mm}$  胶带输送机担负矿井煤炭提升任务。井筒采用普通法施工，表土段采用 25U 型棚+钢筋混凝土支护，支护厚度 400mm，基岩段采用二次锚网索喷支护，支护厚度 300mm。

井口标高+1271.8m，倾角  $5.5^\circ$ ，净宽 5200mm，长度 440.5m，由地面沿  $5.5^\circ$  的角度进入 5 煤隐伏露头附近，与 5 煤绕道向南延伸的辅运巷道相连。承担矿井辅助运输任务兼进风。井筒采用普通法施工，表土段采用 25U 型棚+钢筋混凝土支护，支护厚度 400mm，基岩段采用二次锚网索喷支护，支护厚度 300mm。

该井筒原为矿井的材料斜井，后由于设计变更，改为进风斜井，不再进行物料提升。净宽 4500mm，斜长 537m，倾角  $16^\circ$ 。表土段采用 25U 型棚+钢筋混凝土支护，支护厚度 450mm，基岩段采用锚网索喷联合支护，支护厚度 150mm。

影响井筒施工的地下水含水层组主要有第四系松散砂砾层、新近系砂岩含水层及侏罗系裂隙-孔隙承压含水层。自上至下分述为：覆盖



于新近系之上，岩性为砂砾石层，砂泥质充填，局部夹有黏性土透镜体或薄层，表层常有 0.2~2m 的黄土状粉质黏土。总厚度 14.10~102.20m，平均 67.25m。砂砾石层含孔隙潜水。含水层单位涌水量平均 0.061L/s·m；渗透系数平均 0.2644m/d。矿化度 0.218g/L，水化学类型为 HCO<sub>3</sub>-Ca·Na 型。

#### (4) 井筒涌水防治方法

井点降水就是在井筒开挖之前，在一定的区域内埋设一定的滤水管井，利用抽水设备从中抽水，使地下水位降低到斜井底板以下，直至施工完毕为止的一种治水方法。井点降低地下水位的办法有轻型井点、喷射井点、电渗井点、管井井点和深井井点等。

对于斜井井筒施工来说，开挖点的集水井受施工条件限制，集水井的容量及排水泵的能力一般都比较小。随着井筒的延深，迎头位置会不断下移，最后深度会超过水泵的扬程，因此在施工过程中还需要在适当位置施工容量更大的水仓，采用接力排水方式，安装排水能力更大的水泵。针对和伊犁一矿南部斜井类似的地质条件和井筒条件，含水层倾斜且厚度较小时，可以采用掘进小巷的方式集水和排水。当掘进到含水层下方适当位置，开掘两条垂直于斜井井筒的小巷，让含水层位于小巷的腰线以上。小巷的长度根据含水层以下地层的渗透性来确定，应尽量增加水流长度和水流阻力保证小巷截水后，上层流水和侧面流水绕道进入下方井筒。小巷的淋水帮应设置滤水材料，可以用草袋或者其他透水材料防止在背板后面。小巷里面设置水沟，将上游渗水截住。设置水坑，将水用水泵排走。

当井壁出现集中出水点或者成片出水点的时候，采用导管导水。在出水点做出一个喇叭口，放置钢管，周围用大块砾石将钢管固定，并用快硬水泥将喇叭口封住，迫使涌水从钢管中流出。因为管子周围水压很低，而其他地方的水压较高，所以流水只有从管子中涌出。在井帮上再喷射混凝土，将水导出。导水管外口可以接上塑料软管，流水引到积水坑。

为了防止斜井上部井筒的淋水或涌水影响下部井筒的施工，可以采用井内截水的治水方法。在斜井井筒底板上布置截水槽，截水槽横跨井筒。槽的长度略小于井筒的净宽度，深度和宽度根据现在的涌水量和水泵的排水能力而定。排水槽用混凝土材料建造，上面铺上钢筋混凝土盖板，盖板的厚度和强度要能满足施工机械的行走需要。截水槽的下面设置集水坑或者临时水仓，集水坑的容积要和涌水量和水泵的工作效率相适应。

### (5) 结尾

①井筒涌水量防治是解决岩层失稳的关键，井点降水、倾斜地层小巷截水、井内导水和截水、井上下相向掘进放水等方法具有良好效果。

②新近系黏土层是井筒稳定性管理的重点。该地层容水度较小，渗透性差、遇水膨胀，受第四系含水层影响较大，含水量容易达到饱和，黏土结构易遭到破坏，造成土层基质吸力快速下降，抗剪能力降低，造成巷道失稳。

③在新近系黏土层采取钢棚支架加固、及时进行混凝土浇注、开展变形量监测等措施具有良好效果。

# 二 综合课程案例

## 案例（一）：煤巷冒顶成因分类及其支护案例

### 1.案例简介:

2022年4月8日，湖北省十堰市竹山县秦岭矿业投资有限公司秦古镇金莲洞绿松石矿（以下简称金莲洞矿）发生冒顶事故，造成4人死亡，直接经济损失约619.12万元。事故共对18名相关责任人员进行追责问责。

### 2.关键教学点:

#### （1）关键知识点

冒顶成因分类；冒顶控制技术体系。

其中冒顶按成因可分为：①裂隙围岩体巷道顶板局部块体坠落型冒顶；②弱黏结层状围岩体巷道复合顶板垮落型冒顶；③蝶形塑性区碎裂围岩体巷道顶板冒落型冒顶；④松散围岩体巷道顶板漏冒型冒顶。

针对煤巷顶板关键块体坠落、层状复合顶板垮落、蝶形塑性区碎裂顶板冒落和松散顶板漏冒特点，以煤巷冒顶成因为基础分类，提出了冒顶控制技术体系：普通锚杆控制局部块体坠落、常规锚索控制小变形层状复合顶板垮落、专用锚索控制大变形蝶形塑性区碎裂顶板冒落、联合支护控制特殊条件顶板漏冒。

#### （2）关键能力点:

具体支护对策；冒顶事故与围岩体环境关系分析

具体支护对策如下：使用普通锚杆可以有效控制由节理裂隙等弱面切割产生的局部块体坠落。使用普通锚索能够有效防止小变形巷道的弱黏结层状复合顶板的梁式垮落。对于大变形蝶形塑性区碎裂顶板巷道，采用普通锚索支护时经常发生破断，需要使用具备变形性能的专用锚杆和锚索。在地质破碎带、松散软弱岩层中的巷道，必须采用专门措施，极破碎处巷道可以采用注浆加固措施。

其中冒顶按成因可分为：①裂隙围岩体巷道顶板局部块体坠落型冒顶；②弱黏结层状围岩体巷道复合顶板垮落型冒顶；③蝶形塑性区碎裂围岩体巷道顶板冒落型冒顶；④松散围岩体巷道顶板漏冒型冒顶。

### 3.案例内容:

### （1）事故单位基本情况

金莲洞矿为民营企业，设计生产规模为年采绿松石 3.0 吨。该矿采用平硐多水平开拓，开采顺序为采区内由上而下顺序进行开采；设计采矿方法为改进的浅孔留矿法，但实际以探代采。

事故地点位于 +795 米 ~ +825 米水平联络斜坡道上，该作业点属于 +795 米水平 5 穿巷的第三条沿脉（简称“5-3 采矿作业点”），距离 +795 主平硐口 620 米。该作业点在批准设计回采范围之外，处于裂隙发育的含矿岩层中，作业面沿岩体走向布置。

### （2）事故直接原因

5-3 采矿作业点位于绿松石矿的成矿破碎带中，未采取支护措施，违规冒险撬毛作业，导致顶板冒落，造成 2 名撬毛工、2 名捡货工死亡。

### （3）事故暴露出的主要问题

①未按照安全设施设计组织生产。擅自在 +795 米中段设计开采范围外掘进 5-1、5-2、5-3、5-4 等多个探矿巷道，以探代采；未按设计选矿，设计选矿工艺为矿井外选矿，但实际为井下作业面直接选矿。

②违规组织冒险作业。5-3 采矿作业点区域内巷道无支护、采场顶板大面积悬空裸露，作业人员暴露在无任何支护措施的环境下，组织多人同时实施撬毛作业，且与捡货、凿岩施工等多工序平行进行。

③顶板管理不到位。未根据矿山实际生产特点进行安全风险辨识和管控；未按设计对不同岩石顶板进行支护，特别是针对采场破碎顶板未实施有效支护。

④安全管理不到位。未按照矿山作业特点配备相应的安全管理人员，缺少采矿、机电等专业专职技术人员；新进工人岗前培训不到位，未配备安全检查作业、通风作业、电工作业等特种作业人员；未严格执行入井登记制度，事故发生当日当班入井登记人数为 23 人，实际入井人数为 52 人（定员 25 人），且未全员佩戴定位识别卡；复工复产材料弄虚作假；迟报事故。

⑤地方监管部门对企业复工复产验收把关不严。竹山县应急局对金莲洞矿复工复产材料多处弄虚作假、复工检查标准有漏项等问题失察。

#### (4) 结尾

该案例以现场的巷道冒顶事故为例，运用冒顶成因分类知识点，结合冒顶事故与围岩体环境关系分析能力点，进行了冒顶事故成因分析，达到了掌握煤巷冒顶成因分类及其支护分析能力培养的目标。

## 案例（二）：煤巷锚杆联合支护案例

### 1.案例简介:

左权鑫顺煤业井田内 15 号煤的直接顶为砂质泥岩,厚度 3.90m,岩层属比较稳定,适合采用锚杆、网和锚索联合支护的方式护顶。

### 2.关键教学点:

(1) 关键知识点

主动支护; 联合支护

(2) 关键能力点;

加固拱; 巷道支护的稳定性

### 3.案例内容:

15102 轨道巷采用矩形断面,锚网索联合支护。断面规格为 4.8m×3.0m,设计长度 1550m。巷道施工中首先施工 1 号联络巷,然后贯通 15 号煤北集中回风下山,形成轨道巷回风系统,以保证巷道回风顺畅。1 号联络巷 20m,15 号煤北集中回风下山贯通段长度为 20m,施工总工程量为 1590m。该巷道设计从 15 号煤集中胶带下山第二联巷下 300m 处右帮开口,由于该下山未及时延伸到开口位置,为加快工程进度,15102 轨道巷道先从 15 号煤集中轨道下山第二联巷往下 300m 处的右帮开口施工,开口地点的底板标高为+864.4m,掘进方位角 29°,开口首先沿原巷底板平掘 15m,再按 -9° 36'掘进 20.39m,而后按 0°坡施工,预计巷道 72.89m 处距煤层间隔为 1.0m,预计 87.08m 处揭煤,因此在 82.08~96.08m 段需加强支护。

(1) 巷道支护参数的初设

鑫顺煤业井田内 15 号煤的直接顶为砂质泥岩,厚度 3.90m,岩层属比较稳定,适合采用锚杆、网和锚索联合支护的方式护顶。根据邻近煤层钻孔的柱状资料以及巷道矿压观测的数据,并参考其结累的支护经验,初步设定 15102 巷道掘进工程,仍然采用通常的矩形巷道断面,支护方式为锚杆、网和锚索加梯子梁。根据同煤层邻近巷道的支护经验,采用类比法初步确定巷道支护参数。15102 轨道巷选用的顶锚杆为 D20mm×2400mm 型左旋无纵筋高强度螺纹钢锚,其间、排

距均设定为 900mm；选用的帮锚杆为 D20mm×2000mm 型螺纹钢锚杆，帮锚杆的间、排距亦设定为 900mm；所采用的锚索是 D17.8mm，1×7 型，长度为 7.250m、10.25m 的钢绞线，锚索按 2-1-2 方式布置，设计排距为 1.40m、间距 1.6m。当顶板煤层厚度变为 3m 以上或顶板出现破碎时，锚索长度调整为 10.25m。

## (2) 支护参数的校核

### ① 锚杆长度的确定

根据悬吊理论，顶锚杆是起悬吊作用，帮锚杆是起帮体的加固作用，其应满足以下公式要求，才能达到支护效果

$$L \geq L_1 + L_2 + L_3$$

式中： $L$  为锚杆的总长度，m； $L_1$  为锚杆的外露长度，m； $L_2$  为锚杆的有效长度，m； $L_3$  为锚杆杆体锚入岩层内的深度，m。顶锚杆锚入岩层内的深度，取 0.8m；帮锚杆锚入岩层内的深度，取 0.6m。

由顶锚杆的普氏免压拱高  $b$  可得：

$$b = [B/2 + H \tan(45^\circ - \omega_{帮}/2)]/f_{顶}$$

式中： $B$  为巷道的宽度， $H$  为巷道的高度， $B=5000\text{mm}$ ， $H=3200\text{mm}$ ，顶板岩石的普氏系数  $f$  顶取 3，两帮围岩的内摩擦角  $w$  帮为  $\arctan(f_{顶})=71.57^\circ$ 。

将数值代入上式，得： $b = [5000/2 + 3200 \tan(45^\circ - 71.57^\circ)/2]/3 = 1005\text{mm}$

按照该矿煤帮破碎情况，取锚杆的煤帮破碎深度  $c=482\text{mm}$ 。

依据上述数据计算得： $1812\text{mm} \leq \text{顶锚杆长 } L_{顶} < 2400\text{mm}$ ， $1.232\text{m} \leq \text{帮锚杆长 } L_{帮} < 2000\text{mm}$ 。因此，所选锚杆长度均能满足要求。

### ② 锚杆间、排距的校核

锚杆间、排距的校核应满足以下条件：

$$A < \sqrt{\frac{G}{kL_2R}}$$

式中： $A$  为锚杆的间、排距，m； $G$  为锚杆的设计锚固力，kN；顶锚杆的设计锚固力取 110kN/根，帮的设计锚固力取 70kN/根； $k$  为



锚杆的锚固安全系数，通常取 2；L2 为有效长度，顶锚杆的有效长度取 b；R 为岩体的容重，取 26.7kN/m<sup>3</sup>。

顶锚杆间、排距 A=1.07m，实际取顶锚杆的间距 900mm，排距 900mm。

帮锚杆间、排距 A=1.03m，实际取顶锚杆的间距 850mm，排距 900mm。

### ③锚索间距的校核

为防止 15102 巷道的顶板岩层锚固力低，造成巷道顶板的整体大面积垮落，在巷道的顶部增加锚索来锚固岩层。锚索采用直径 17.8mm，长度为 10250mm 的 1×7 股钢绞索，锚索的间距设计为 1600mm，排距设计为 1350mm。可用下式计算锚索间距：

$$L = nF_2 / [BHR - (2F_1 \sin \beta) / L_1]$$

式中：L 为锚索间距，m；B 为巷道最大冒落宽度，取 5000mm；H 为巷道的冒落高度，最严重时冒落高度可取 2000mm；R 为岩体的容重，取 26.7kN/m<sup>3</sup>；L<sub>1</sub> 为锚杆排距，取 900mm；F<sub>1</sub> 为锚杆锚固力，取 70kN；F<sub>2</sub> 为锚索极限承载力，取 310kN；β 是锚杆与巷道顶板的夹角，78°；n 为锚索排数，取 1。

将数值带入上式得： $L = 310 / [5000 \times 2000 \times 26.7 - (2 \times \sin 78^\circ) / 900] = 2.15m$

计算结果锚索间、排距为 L=2.15m，优于所选 1600mm×1350mm，因此锚索的设计参数完全能满足锚固巷道顶部岩层的要求。

### (3) 支护方案确定

通过对 15102 轨道巷支护参数的校核，证明原确定的支护参数，能够满足巷道支护的强度要求。为了强化巷道的支护，巷道支护方案最终确定如下：

顶锚杆采用 D20mm×2400mm 的左旋无纵筋高强度螺纹钢锚，顶锚杆间、排距均为 900mm；垂直顶板，每排布置 4 根；锚索采用规格为 D17.8mm 的 1×7 股、L=7250mm、10250mm 钢绞线，锚索设计排距 1.35m、间距 1.6m，按 2-1-2 方式布置，每隔两排锚杆垂直顶板打设 1 根锚索。

帮锚杆采用规格为 D20mm×2000mm 螺纹钢锚杆，锚杆间距调整为 850mm，排距保持 900mm；各帮每排布置 2 根锚杆，全部采用垂直巷道两帮的布置方式。

#### （4）结尾

锚杆与锚索联合支护是煤巷巷道掘进过程中的一种主要支护形式，可以与钢带、金属网、工字钢梁联合使用。锚杆与锚索联合支护是通过制岩内部发挥其支护作用的，其实就是变巷道被动支护为主动支护，提高悬道围岩的自身承载力。

该案例以 15102 矩形断面轨道巷为例，运用主动支护、联合支护关键知识点，结合围岩加固拱、巷道支护的稳定性等关键能力点，进行了锚杆联合支护计算分析，达到了掌握煤巷锚杆联合支护计算分析能力培养的目标。

## 案例（三）：煤与瓦斯突出煤层巷道爆破技术案例

### 1.案例简介:

2021年6月4日,河南能源化工集团鹤壁煤电公司第六煤矿(以下简称鹤煤六矿)发生较大煤与瓦斯突出事故,突出煤量1020吨、瓦斯量7.12万立方米,造成8人死亡、1人轻伤,直接经济损失892.39万元。

### 2.关键教学点:

#### (1) 关键知识点

煤与瓦斯突出机理; 动力效应

煤与瓦斯突出:在地应力和瓦斯压力的共同作用下,破碎的煤(岩)和瓦斯(甲烷)从煤体内突然喷出到采掘空间的动力现象。

煤与瓦斯突出有明显的动力效应,如破坏支架、推倒矿车、摧毁风门、破坏设备、搬运煤(岩)等。

#### (2) 关键能力点;

预防煤和瓦斯突出的局部性措施; 爆破技术

①超前钻孔。在煤巷掘进工作面的前方,打直径为75—300mm的钻孔,排放瓦斯,并在钻孔周围形成卸压带,以防止发生突出。一般钻孔深15—20m。超前钻孔常用于煤层较厚,赋存稳定,煤质较软,透气性较好的情况下。但在打钻时,易出现夹钻、垮孔、甚至孔内突出等现象。

②水力冲孔。在进行采掘工作之前,使用高压水射流,在有突出危险的煤层(或石门揭煤)中,冲出若干直径较大的孔洞。冲孔过程中可排出大量瓦斯和一定数量的煤炭,因而在煤体中形成局部卸压区域,在这个区域内,则可防止发生突出。水力冲孔常用于石门揭煤、煤层巷道掘进和回采工作面。在石门揭煤时,采用水力冲孔在工作面前方应保留3~5m的安全岩性。

③震动性放炮。为了诱导突出所采用的一种特殊放炮方法。当井巷要揭开突出危险煤层时,在工作面布置较多的炮眼,装较多的炸药,以强力全断面一次爆破,瞬间揭开突出煤层。借助放炮时产生的强烈

震动力使煤层中潜能和瓦斯得到迅速释放，从而达到人为的诱导突出的目的。震动性放炮时，除采取其他一定措施外，还应将井下人员撤到地面，在地面起爆。为了减少影响生产，一般都在交接班时进行。

### 3.案例内容:

#### (1) 事故单位概况

##### ①企业概况

鹤煤六矿位于河南省鹤壁市山城区，隶属于河南能源化工集团有限责任公司鹤壁煤业集团，为省属国有企业，核定生产能力 130 万吨/年，开采 2-1 煤层，平均煤厚 7.82 米，属煤与瓦斯突出矿井。

双祥分公司为鹤壁煤业集团建立的瓦斯治理专业化队伍，负责鹤煤六矿 3002 下顺槽掘进工作面等地点瓦斯抽采钻孔、水力冲孔等工程施工。

##### ②事故地点情况

事故发生在 3002 下顺槽掘进工作面。该顺槽沿 2-1 煤层顶板掘进，矩形断面，宽 5.2 米、高 3.4 米，断面积 17.68 平方米，采用锚网索+W 型钢带联合支护。掘进工艺为全断面爆破，综掘机装煤、皮带运输，每循环进尺 0.7 米。至事故发生时共掘进 31 米。

##### ③防突措施情况

3002 下顺槽采用在 3002 下底抽巷施工穿层钻孔预抽瓦斯的区域防突措施，达标评判合格后，又设计在 3002 下底抽巷补充施工两轮穿层钻孔抽采 3002 下顺槽瓦斯，均采取水力冲孔增透措施。至事故发生时，第二轮穿层抽采钻孔已施工完成 7 个，水力冲孔位置均在 3002 下顺槽掘进工作面前方 15m 范围内。

同时，为提高抽采效果，3002 下顺槽掘进期间，矿井在 3002 一横川距 3002 下顺槽 9 米范围内，平行 3002 下顺槽掘进方向施工了 10 个 60 米深的顺层钻孔预抽煤层瓦斯。

#### (2) 事故直接原因

鹤煤六矿 3002 下顺槽工作面预抽钻控制范围存在空白带，采取的防突措施未消除突出危险，违规用综掘机割煤扰动煤体诱导煤与瓦斯突出。

### （3）事故暴露出的主要问题

①未按要求施工穿层钻孔。双祥分公司在 3002 下底抽巷施工穿层钻孔期间未严格落实安全技术措施，事故区域大部分穿层钻孔未穿透煤层进入顶板、未按措施要求敷设筛管，导致事故区域存在抽采空白带。

②技术管理存在差距。事故区域煤层厚度及 3002 下底抽巷距二 1 煤层底板距离出现变化，矿井未修改钻孔设计；效果检验钻孔位置均按 45 米间距布置，未根据抽采薄弱环节设计，孔内取样位置为见煤后 3m，不能反映特厚煤层顶部突出危险性；事故发生后，对该顺槽迎头前方 175m 处煤体重新打钻校检，测得煤层残余瓦斯含量为 8.2428m<sup>3</sup>/t，且在钻孔施工至 4.5m 位置时，发生喷孔，说明矿井之前效检不规范，校检结果不能真实反映评判区域煤层瓦斯情况。

③防突现场管理不到位。鹤煤六矿验收穿层钻孔时没有发现在 3002 下底抽巷向事故区域施工的大部分穿层钻孔未穿透煤层进入顶板、未按措施要求敷设筛管等问题，在 3002 下顺槽掘进过程中发现该情况后，也未分析原因和采取措施；3002 一横川顺层钻孔施工、3002 下底抽巷穿层钻孔水力冲孔与受威胁的 3002 下顺槽掘进工作面同时作业；3002 下顺槽作业人员违规使用综掘机割煤。

④上级公司安全责任落实有差距。鹤壁煤业集团对鹤煤六矿 3002 下顺槽区域防突设计、区域防突措施效果检验报告存在的问题失察，对鹤煤六矿、双祥分公司落实矿井区域防突措施、隐患排查等监督检查不到位；河南能源化工集团对所属矿井存在的问题跟踪督导、落实整改不到位。

⑤地方党委政府及相关部门履责不到位。鹤壁市委、市政府对河南煤矿安全监察局监察建议、省安委会指出的问题整改落实不到位，

未有效解决煤矿安全监管人员配备、工作经费和装备保障等问题；鹤壁市工信局执法力量少、能力弱、不规范问题突出。

#### （4）结尾

该案例以实际的煤与瓦斯突出事故为例，分析了顺槽工作面预抽钻控制范围存在空白带，采取的防突措施未消除突出危险，违规用综掘机割煤扰动煤体诱导煤与瓦斯突出。结合煤与瓦斯突出机理、动力效应关键知识点，讲解了事故成因，达到了爆破卸压能力培养的目标。

## 案例（四）：巷道掘进工作面通风防尘、降温技术案例

### 1.案例简介:

2020年8月20日，山东省肥城矿业集团梁宝寺能源有限责任公司（以下简称梁宝寺煤矿）发生较大煤尘爆炸事故，造成7人死亡、9人受伤，直接经济损失1493.68万元。

### 2.关键教学点:

#### （1）关键知识点

局部通风方式分类；降温技术

#### （2）关键能力点；

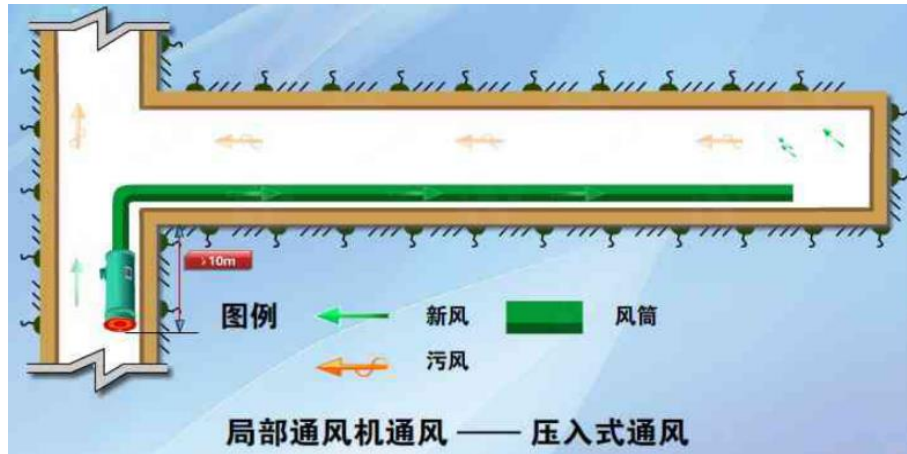
通风方式的选取

在新建、扩建或生产矿井中，都需要开掘大量的井巷工程，以便准备开拓系统、新的采区及新的工作面。在掘进巷道时，为了稀释并排出掘进工作面涌出的有害气体及爆破后产生的炮烟和矿尘，创造良好的气候条件，保证人员的健康和安全，必须不断地对掘进工作面进行通风，这种通风称为掘进通风或局部通风。《规程》规定：掘进巷道必须采用全风压通风或局部通风机通风。

局部通风机通风包括压入式通风、抽出式通风、混合式通风

#### （1）压入式通风

压入式通风如图所示。局部通风机和启动装置安设在离掘进巷道口10m以外的进风侧巷道中，局部通风机把新鲜风流经风筒送入掘进工作面，污风沿掘进巷道排出。



风筒出口至射流反向的最远距离称为射流的有效射程,用  $L_{射}$  表示。一般有:

$$L_{射} = (4 \sim 5)\sqrt{S}$$

式中,  $S$ -巷道断面,  $m^2$

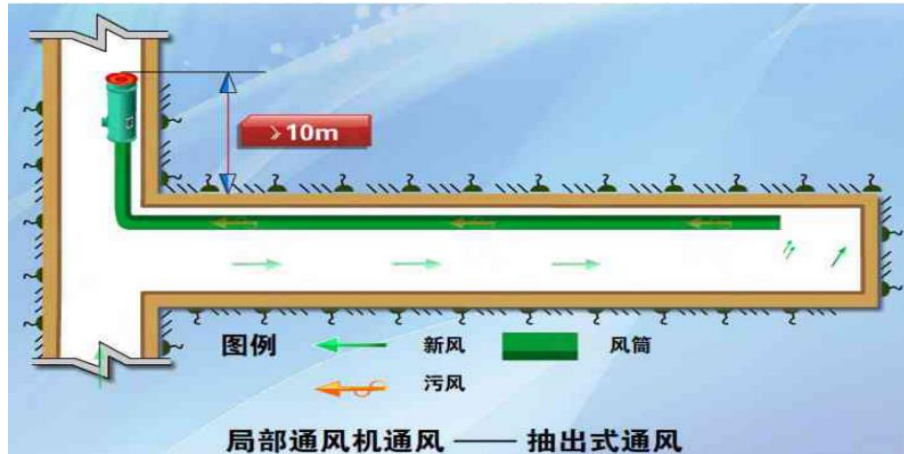
在有效射程以外的独头巷道会出现循环涡流区,为了有效地排出炮烟,风筒出口与工作面的距离应小于有效射程  $L_{射}$ 。

压入式通风的优点是局部通风机和启动装置都位于新鲜风流中,不易引起瓦斯和煤尘爆炸,安全性好;风筒出口风流的有效射程长,排烟能力强,工作面通风时间短;对风筒适应性强,既可用硬质风筒,又可用柔性风筒。缺点是污风沿巷道排出,污染范围大,炮烟从掘进巷道排出的速度慢,需要的通风时间长。压入式局部通风适用于以排出瓦斯为主的煤巷、半煤岩巷掘进通风。《规程》规定:煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出的岩巷中掘进通风方式必须采用压入式。瓦斯喷出区域和煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出煤层的掘进通风方式必须采用压入式。

## (2) 抽出式通风

抽出式通风如图所示。局部通风机安装在离掘进巷道口 10m 以外的回风侧巷道中,新鲜风流沿掘进巷道流入工作面,污风经风筒由局部通风机抽出。





抽出式通风，在风筒吸入口附近形成一股流入风筒的风流，离风筒口越远风速越小，所以，只在距风筒口一定距离以内有吸入炮烟的作用，此段距离称为有效吸程，用  $L_{吸}$  表示，一般情况下：

$$L_{吸} = 1.5\sqrt{S}$$

式中  $S$ -巷道断面积， $m^2$ 。

在有效吸程以外的独头巷道循环涡流区，炮烟处于停滞状态。因此，抽出式通风风筒吸入口距工作面的距离应小于有效吸程，才能取得好的通风效果。

抽出式通风的优点是污风经风筒排出，掘进巷道中为新鲜风流，劳动卫生条件好；放炮时人员只需撤到安全距离即可，无需撤离整个掘进巷道，往返时间短；而且所需排烟的巷道长度为工作面至风筒吸入口的长度，故排烟时间短，有利于提高掘进速度。其缺点是风筒吸入口的有效吸程短，风筒吸风口距工作面距离远则通风效果不好，过近则放炮时易崩坏风筒，因污风由局部通风机抽出，一旦局部通风机产生火花，将有引起瓦斯、煤尘爆炸的危险，安全性差。在瓦斯矿井一般不使用抽出式通风。

### 3.案例内容：

#### (1) 事故单位概况

梁宝寺煤矿为国有煤矿，隶属于山东能源集团有限公司肥城矿业集团有限公司（以下简称肥矿集团），核定生产能力 330 万吨/年，低瓦斯矿井，开采煤层为自燃煤层，煤尘有爆炸危险性。

事故发生在-1020米水平35003综放工作面，走向长度1023米，倾斜长度214.5米，煤层平均厚度6.6米，平均倾角4°。该工作面采用综采放顶煤开采工艺，采高3.0米，采放比1:1.2。该工作面布置有皮带顺槽、轨道顺槽和中间巷，三条巷道均为矩形断面，净宽4.4米、净高3.6米，净断面15.84平方米，沿煤层底板掘进。顶板采用高强锚杆、W钢带、金属网、锚索联合支护；帮部采用高强锚杆、W钢带、高分子塑料网、锚索联合支护。

## （2）事故直接原因

该矿35003综放工作面采煤机截割过程中滚筒截齿与中间巷金属支护材料（锚杆、锚索、钢带）机械摩擦产生的火花，引燃截割中间巷松软煤体扬起的煤尘（悬浮尘），导致煤尘爆炸。

## （3）事故暴露出的主要问题

一是未按规程措施要求及时拆除巷道锚杆盘、钢带和锚索索具，也未及时拆除缠绕在采煤机滚筒的锚索，滚筒带动缠绕的锚索旋转导致扬尘增加并产生火花。

二是防尘管理不到位，采煤机内喷雾堵塞未及时处理，推采过程中支架间喷雾、放顶煤喷雾不正常使用；未按设计进行煤层注水。

三是安全风险管控不到位。35003综放工作面变更设计后工作面形成1条中间巷，梁宝寺煤矿辨识出工作面过中间巷煤尘爆炸风险后，管控措施针对性不强、落实不到位。

四是技术管理不到位。编制35003综放工作面作业规程时，未考虑中间巷因素，揭露中间巷后，未及时修改作业规程，未对通风、防尘等相关内容进行补充完善。

## （4）结尾

该案例以实际的煤尘爆炸事故为例，分析了防尘措施不到位导致重大事故发生的原因。结合通风方式关键知识点，讲解了事故成因，达到了通风防尘能力培养的目标。

## 案例（五）：矿山水害预防与应急处理案例

### 1.案例简介:

2021年7月15日，陕西省榆林市华瑞郝家梁矿业有限公司（以下简称“郝家梁矿业公司”）30108综采工作面发生一起水害事故，造成5人死亡，直接经济损失1382.8万元。

### 2.关键教学点:

#### （1）关键知识点

常见的水害分类；导水通道

导水通道包括：导水断层、裂隙、溶洞、陷落柱、采空塌陷坑、采动裂缝、井筒、封堵不严的钻孔等。

#### （2）关键能力点；

水害防治技术

##### ①地表水治理措施

合理确定井口位置。井口标高必须高于当地历史高洪水位，或修筑坚实的高台，或在井口附近修筑可靠的排水沟和拦洪坝，防止地表水经井筒灌入井下。

填堵通道。为防雨雪水渗入井下，在矿区内采取填坑、补凹、整平地表或建不透水层等措施。

整治河流。首先要整铺河床。河流的某一段经过矿区，而河床渗透性强，可导致大量河水渗入井下，在漏失地段用粘土、料石或水泥修筑不透水的人工河床，以制止或减少河水渗入井下。

其次，要改道河流。如河流流入矿区附近，可选择合适地点修筑水坝，将原河道截断，用人工河道将河水引出矿区以外。

修筑排(截)水沟。山区降水后以地表水或潜水的形式流入矿区，地表有塌陷裂缝时，会使矿区涌水量大大增加。在这种情况下，可在井田外缘或漏水区的上方迎水流方向修筑排水沟，将水排至影响范围之外。

##### ②地面帷幕注浆堵水新技术

地面帷幕注浆的主要原理是在矿区主要进水方向采用系列钻孔注浆的方法,用一定的压力将浆液材料压到含水层的岩溶裂隙中,经固结后减少裂隙的体积和过水断面,以截断地下水进入矿坑的补给源。

### ③控制疏干技术

控制疏干技术主要通过控制矿坑内水位降落漏斗现状,在井巷开拓及采矿工程安全进行的前提下,尽量不排、少排或晚排地下水,达到预防突水淹井、减少排水费用、保护地下水资源及控制地面塌陷等目的。控制疏干技术主要通过超前探水、降压疏干、注浆堵水及物理探测等综合手段来实现,是传统疏干技术的一大发展。三山岛金矿、安庆铜矿等即采用该项技术,获得了成功。

### ④地面塌陷防治技术

地面岩溶塌陷是岩溶矿山疏干排水引发的普通地质灾害现象,危害较大,甚至直接影响到矿山的生存。其防治原理主要是消除产生岩溶塌陷的基本条件,即减少矿坑排水量、拦截主要导水通道或封闭隐伏岩溶洞口。

### ⑤井下顶板帷幕注浆技术

井下顶板帷幕注浆技术是地面帷幕注浆技术向井下的延伸,其主要原理是采用系列钻孔在矿体顶板注入大量浆液,以形成人工隔水层,切断地下水对矿坑的补给通道。该项技术具有节约排水费用、保护地下水资源、保护地质环境及不浪费矿产资源等显著优点,具有广泛的推广价值。其适用条件是:矿体相对集中、紧接强含水层。

### ⑥深井淹井注浆治理技术

深井淹井注浆治理技术的主要原理是采用注浆方法封堵突水源,其主要有3种类型:一种是先抛碴注浆,再进行工作面预注浆;一种是从地面进行井筒帷幕注浆;另一种是从地面采用高精度定向钻孔封堵突水点。3种方法主要根据井深、含水层埋藏深度,以及富水性、井内设施、工期要求等方面综合确定。

## 3.案例内容:

### (1) 事故单位概况

郝家梁矿业公司位于陕西省榆林市榆阳区麻黄梁镇，为证照齐全有效的生产煤矿，生产能力为 120 万吨/年，矿井水文地质类型中等，正常涌水量 98 立方米/小时，最大涌水量 108 立方米/小时。

2021 年 6 月 12 日，该矿为应付监管监察，与山东隆源矿业公司签订了《生产托管协议》，但至事故发生时，该矿并未实现整体托管，对综采、掘进工程、机电运输、水害防治等单项工程分别进行了承包。

30108 综采工作面面长 220 米，安装 110 架液压支架，2020 年 11 月 18 日贯通形成，2021 年 5 月底设备安装完毕；2021 年 6 月 24 日，榆阳区能源局因发现该矿存在重大隐患，责令其停产整改；7 月 5 日，该矿在未得到榆阳区能源局批准情况下，组织 30108 综采工作面带负荷调试生产，事故发生时处于初采初放阶段。

## （2）事故直接原因

该矿 30108 综采工作面切眼布置于十八墩河支沟河床下方，受采动影响顶板防塌、防沙、防水煤（岩）柱失效，造成采空区顶板局部抽冒，上覆含水层及地表水裹挟泥沙溃入工作面，导致事故发生。

## （3）事故暴露出的主要问题

①工作面顶板管理不到位。事故发生时 30108 综采工作面个别支架接顶不实，成为采空区顶板局部抽冒时泥沙溃入工作面的通道；该综采工作面实际采高为 5.33 米至 8.07 米，超过其 6.5m 限高要求，加大了采空区顶板抽冒的风险。

②未严格执行停产指令。该矿在向监管部门申请整改但未取得同意的情况下，擅自组织 30108 综采工作面带负荷调试生产，至事故发生时推采约 19 米。

③冒险组织作业。在 30108 综采工作面出现架前漏矸，架后掉红土块等现象的情况下，山东隆源矿业工程有限公司仍组织工人冒险作业。

④防治水管理不到位。该矿无防治水机构和专业技术人员，采用购买服务的方式将防治水工作委托给天地科技股份有限公司，以包代

管；对天地科技股份有限公司郝家梁项目部提交的矿井水文补勘设计未落实施工。

⑤安全管理混乱。该矿安全管理机构不健全，仅设有生产科、机电科；多名管理人员未取得安全生产知识和管理能力考核合格证；违规将井下综采生产承包给山东隆源矿业工程有限公司，违规将掘进工程承包给山阳汉华劳务有限公司，以包代管；事故当班入井人员中有23人未携带定位卡。

⑥天地科技股份有限公司开展防治水技术服务不到位。未按照河床区域土层结构勘查方案所设计的位置施工钻孔；编制的30108综采工作面防治水安全性评价报告依据不充分、针对性不强，且技术审查不认真，未发现报告中存在的明显缺陷；在30108综采工作面生产前未按要求编制防治水安全开采方案设计。

⑦煤矿安全监管不到位。驻矿安监员在事故发生前20天仅到该矿巡查一次，未发现和制止矿井擅自组织生产的违规行为；榆阳区能源局对煤矿包抓工作责任未落实，对该矿行政执法不到位。

#### （4）结尾

该案例以实际的顶板突水事故为例，分析了矿井突水原因。结合水害分类、导水通道关键知识点，讲解了事故成因，达到了矿井水害预防能力培养的目标。

## 案例（六）：松软岩层巷道施工断面设计及围岩支护体系案例

### 1.案例简介;

布尔台煤矿 12 上煤新建副斜井二段掘进工作面开口位于副斜井一段末端。该巷道由新建副斜井一段停掘位置处(底板标高 1182.35m)掘进至综掘停掘处(底板标高为 1299.87m)。巷道掘进段经过岩层为砂质泥岩、细粒砂岩、中粒砂岩、粗粒砂岩、含砾粗砂岩等,局部泥岩,遇水泥化,胶结程度低,顶板属于易冒落顶板,给支护和掘进带来困难。

副斜井二段、避险硐室及绕道断面形状采用宽 5.8m 高 4.9m 直墙半圆拱形,中转水仓、配电硐室、基岩段调车硐室采用宽 5.2m 高 4.6m 直墙半圆拱形。副斜井二段、绕道、中转水仓、配电硐室、基岩段调车硐室顶板目前采用锚杆+钢筋网片+锚索+ $\pi$ 型钢带进行支护,后期欲采用混凝土喷浆对围岩进行二次支护加固。调车硐室开口处预留帮支护采用临时支护

### 2.关键教学点

#### (1) 关键知识点

了解松软岩层的特性;掌握松软岩层巷道施工中选择合适的巷道位置、形状及破岩方式;掌握松软岩层巷道施工断面设计步骤,理解松软岩层巷道围岩联合支护体系。

#### (2) 关键能力点

培养学生具备从事松软岩层巷道施工的基本技能。

### 3.案例内容

#### (1) 引言/开头

布尔台煤矿由中国神华能源有限公司投资,神华神东煤炭集团建设,位于内蒙古自治区鄂尔多斯市伊金霍洛旗乌兰木伦镇。井田面积 192.6km<sup>2</sup>,可采储量 20 亿 t。井田内地质构造简单,共有 10 层可采煤层,分 3 个水平开采,主采 22,42 和 52 煤层。布尔台煤矿 12 上煤新建

副斜井分 2 个标段施工。巷道掘进段经过岩层为砂质泥岩、细粒砂岩、中粒砂岩、粗粒砂岩、含砾粗砂岩等，局部泥岩，遇水泥化，给支护和掘进带来困难。

## (2) 相关背景介绍

布尔台煤矿 12 上煤新建副斜井二段掘进工作面开口位于副斜井一段末端。该巷道由新建副斜井一段停掘位置处底板标高 1182.35m 掘进至综掘停掘处底板标高为 1299.87m，剩余巷道由中铁十一局负责施工，掘进巷道主要用于辅助运输、通风、搬运大型设备。副斜井二段及避险硐室设计长度为 1319.54m，合计总工程量为 1451.81m。

12 上煤目前属于开拓盘区巷道，暂未进行回采。地表起伏较小，总体呈西北高，东南低趋势，在距井口 500m 范围东北侧有沟壑发育，坡度较大。大部分被风积沙所覆盖，松散层厚度 7-47m，基岩厚度由开口 147m，随掘进逐渐变小，距井口 384m 处有沟壑分支，该处上覆基岩厚度 6m，粘土 18.4m，风积沙约 3m。巷道全岩上山掘进，根据周围钻孔资料分析，掘进巷道从新建副斜井一段停掘位置处底板标高 1182.35m 掘进至新建副斜井二段综掘停掘处底板标高为 1299.87m，经过的岩层为厚层砂质泥岩、细粒砂岩互层，局部夹薄层粉砂岩、泥岩，岩层完整性较好，局部泥岩遇水易泥化。距地表 50m 范围内岩性以粗砂岩、含砾粗砂岩为主，胶结程度低，易冒落，孔隙相对较发育，受地表潜水影响变明显，掘进时淋水加大。

掘进段穿过第 I 含水岩段（志丹群的各种粒级的砂岩、含砾粗砂岩及砾岩夹粉砂岩、砂质泥岩，孔隙率可达 20~40%，含水层平均厚度 93.5m，单井涌水量（Q）为 0.102~0.577L/s，单位涌水量（q）为 0.0053~0.0552L/s·m，渗透系数（K）0.0122~0.0531m/d，富水性和导水性均较差），水文地质条件较简单。掘进过程中顶板会有淋水现象，预计正常涌水量为 15m<sup>3</sup>/h，最大涌水量 91m<sup>3</sup>/h。

巷道掘进段经过岩层为砂质泥岩、细粒砂岩、中粒砂岩、粗粒砂岩、含砾粗砂岩等，局部泥岩，遇水泥化，给支护和掘进带来困难。



副斜井二段顶板目前采用锚杆+钢筋网片+锚索+ $\pi$ 型钢带进行支护。后期欲采用混凝土喷浆对围岩进行二次支护加固。

巷道掘进段经过岩层为砂质泥岩、细粒砂岩、中粒砂岩、粗粒砂岩、含砾粗砂岩等，掘进穿过直罗组及志丹群砂岩含水层。局部泥岩，胶结程度低，顶板属于易冒落顶板。遇水泥化，给支护和掘进带来困难。巷道目前掘进 80m，经现场调研，目前两帮底角出现渗水现象。



图 1 两帮底角渗水

### (3) 地面相对位置及邻近采区开采情况

布尔台煤矿新建副斜井二段掘进工作面对应地面位置位于巴图塔六队东南，阿大一级公路西北，明安木独三社西南，松定霍洛七队东北。12 上煤目前属于开拓盘区巷道，暂未进行回采。

表 1 地面相对位置及邻近盘区开采情况表

开口所处煤层及盘区	12 上煤新建副斜井二段	掘进方位	35°59'57" 120°00'02"
地面标高/m	1354.9- 1376.3m	掘进段底板标高 /m	1182.35-1299.87m
地面相对位置及建筑物	位于巴图塔六队东南，阿大一级公路西北，明安木独三社西南，松定霍洛七队东北。		
井下相对位置及邻近采掘情况	由新建副斜井一段停掘位置开口，以掘进方位 35°59'57"，掘进长度 28.3m，掘进方位变更为 120°00'02"，掘进长度 1319.54m，掘进至综掘掘进停掘处底板标高为 1299.87m。		

### (4) 巷道围岩特征及地质情况

巷道围岩特征：

掘进段岩性主要有砂质泥岩、细粒砂岩、粗粒砂岩等，掘进至近地面时有含砾砂岩，含砾砂层、粘土层，胶结程度低，顶板属于易冒落顶板。

地质情况：

地表起伏较小，总体呈西北高，东南低趋势，在距井口 500m 范围东北侧有沟壑发育，坡度较大。大部分被风积沙所覆盖，松散层厚度 7-47m，基岩厚度由开口 147m，随掘进逐渐变小，距井口 384m 处有沟壑分支，该处上覆基岩厚度 6m，粘土 18.4m，风积沙约 3m。巷道全岩上山掘进，根据周围钻孔资料分析，掘进巷道从新建副斜井一段停掘位置处底板标高 1182.35m 掘进至新建副斜井二段综掘停掘处底板标高为 1299.87m，经过的岩层为厚层砂质泥岩、细粒砂岩互层，局部夹薄层粉砂岩、泥岩，岩层完整性较好，局部泥岩遇水易泥化。距地表 50m 范围内岩性以粗砂岩、含砾粗砂岩为主，胶结程度低，易冒落，孔隙相对较发育，受地表潜水影响变明显，掘进时淋水加大。如图 2 所示。

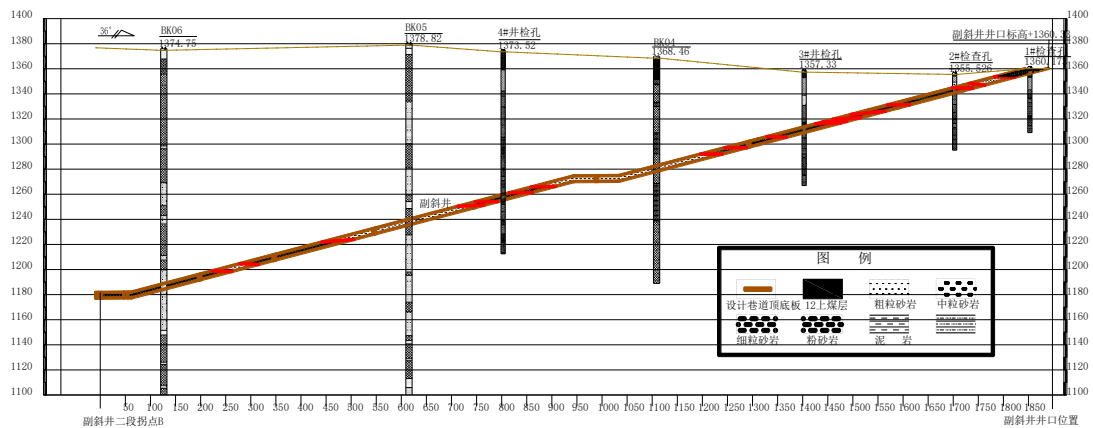


图 2 副斜井地质概况

### (5) 巷道布置及支护设计

巷道布置及断面特征：

1.巷道层位：12 上煤

2.开口位置：副斜井二段掘进开口位于副斜井一段末段 C 点坐标处，掘进方位角为  $35^{\circ}59'57''$ 、 $120^{\circ}00'02''$ 。如图 3 所示，巷道断面特征见表 2。

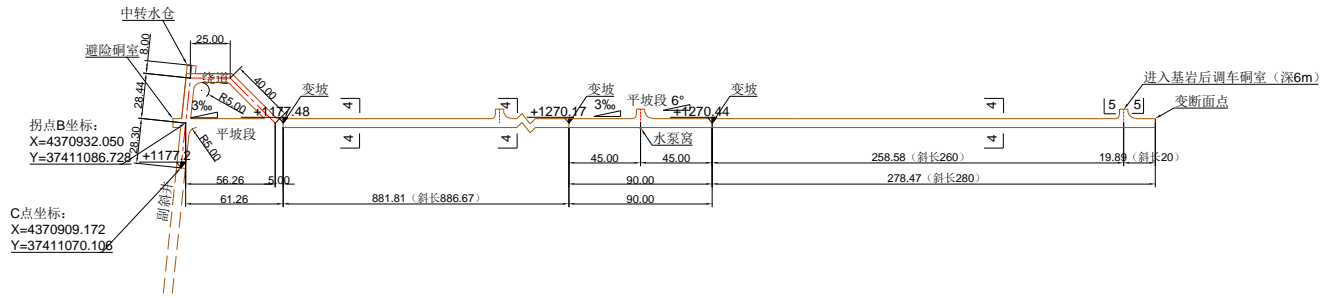


图 3 副斜井二段

表 2 巷道断面特征表

断面	巷道名称	断面形状	围岩类别	宽(m)	高(m)	掘进断面(m <sup>2</sup> )
4-4	副斜井二段、避险硐室及绕道	半圆拱形	岩巷	5.8	4.9	24.81
5-5	中转水仓、配电硐室、基岩段调车硐室	半圆拱形	岩巷	5.2	4.6	21.02

现巷道支护设计:

副斜井二段及绕道 4-4 断面顶板采用锚杆+钢筋网片+锚索+ $\pi$ 型钢带进行支护。顶锚杆设计用  $\Phi 22 \times 2200\text{mm}$  左旋无纵筋螺纹钢锚杆，顶锚杆托盘规格为：150×150×10mm，顶网采用  $\Phi 6.5 \times 5200 \times 1100\text{mm}$  钢筋网片两片拼接使用，每排顶网增加 2 卷 4000×1200mm 铅丝网配合支护，钢筋网片网格为 150×150mm，铅丝网网格为 45×45mm，顶锚杆每米支护 9 套，间排距为 1000×1000mm。顶锚索采用  $\Phi 28.6\text{mm} \times 8000\text{mm}$  锚索，排距为 2000mm，间距为 2000mm，横向每排支护 3 套并加 1 条 4.6m $\pi$ 型钢带，纵向补强支护 4 套锚索并加 2.4m $\pi$ 型钢带，配套钢板托盘的规格为 300×300×16mm。两帮采用锚杆+钢筋网片进行支护。帮锚杆设计用  $\Phi 18 \times 2100\text{mm}$  螺纹钢锚杆，锚杆托盘规格为：150×150×10mm；两帮帮网采用  $\Phi 6.5 \times 1300 \times 1100\text{mm}$  钢筋网片，钢筋网片网格为 150×150mm，帮锚杆每米支护 4 套，间排距为 900×1000mm。具体支护顶帮锚杆、锚索间排距如支护图 4 所示。

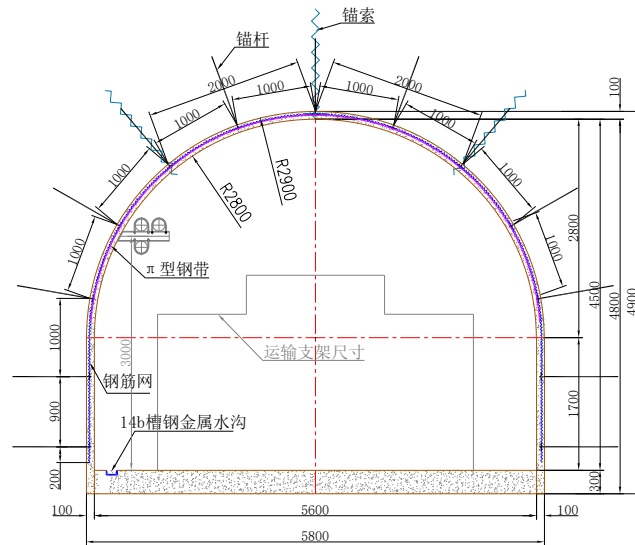


图4 4-4 断面参数

中转水仓、配电硐室、基岩段调车硐室 5-5 断面顶板采用锚杆+钢筋网片+锚索+ $\pi$ 型钢带进行支护。顶锚杆设计用  $\Phi 22 \times 2200\text{mm}$  左旋无纵筋螺纹钢锚杆，顶锚杆托盘规格为： $150 \times 150 \times 10\text{mm}$ ，顶网采用  $\Phi 6.5 \times 5200 \times 1100\text{mm}$  钢筋网片两片拼接使用，每排顶网增加 2 卷  $4000 \times 1200\text{mm}$  铅丝网配合支护钢筋网片网格为  $150 \times 150\text{mm}$ ，铅丝网网格为  $45 \times 45\text{mm}$ ，顶锚杆每米支护 9 套，间排距为  $1000 \times 1000\text{mm}$ 。顶锚索采用  $\Phi 28.6\text{mm} \times 8000\text{mm}$  锚索，前四排锁口锚索排距为  $1000\text{mm}$ ，间距为  $2000\text{mm}$ ，按照“5433”布置法支护，并加  $\pi$  型钢带，锚索配套钢板托盘的规格为  $300 \times 300 \times 16\text{mm}$ 。两帮采用锚杆+钢筋网片进行支护。帮锚杆设计用  $\Phi 18 \times 2100\text{mm}$  螺纹钢锚杆，锚杆托盘规格为： $150 \times 150 \times 10\text{mm}$ ；两帮帮网采用  $\Phi 6.5 \times 1300 \times 1100\text{mm}$  钢筋网片，钢筋网片网格为  $150 \times 150\text{mm}$ ，帮锚杆每米支护 4 套，间排距为  $800 \times 1000\text{mm}$ 。具体支护顶帮锚杆、锚索间排距如支护图 5 所示。

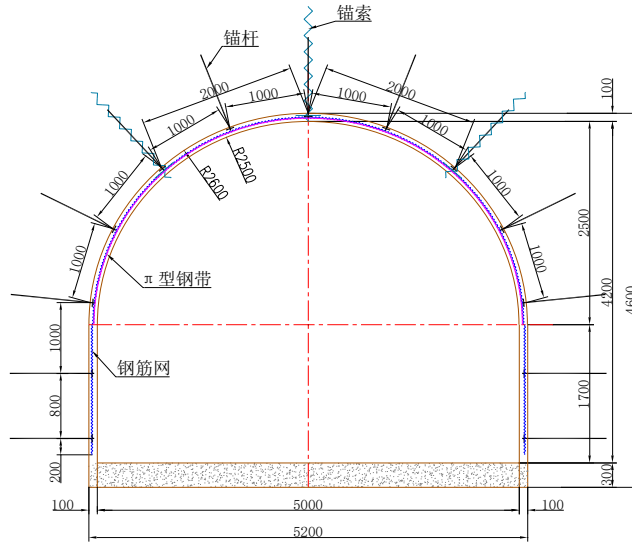


图 5 5-5 断面参数

调车硐室开口处预留帮支护采用临时支护，锚杆使用  $\Phi 27 \times 2100\text{mm}$  玻璃钢锚杆，帮网采用  $3600 \times 1100\text{mm}$  塑料网，每排支护 4 套玻璃钢锚杆。

掘进工作面顶帮临时支护形式为每循环最后一块网进行超前临时各支护 2 套顶、帮锚杆，顶部两拱肩处各支护 1 套，拱基线下两帮各支护 1 套帮锚杆，锚杆使用  $\Phi 22 \times 2200\text{mm}$  左旋无纵筋螺纹钢快速锚杆，一次紧固到位，临时支护应做到有效承载。临时支护距工作面最小距离为 0.8m，最大距离为 2.8m。

$5000 \times 5000\text{mm}$  抹角空顶面积大区域严格按照布尔台煤矿生产办要求进行补强支护，硐室开口处正巷采用“井”字形补强支护，硐室开口 3 米范围内一米一排锁口锚索并加  $\pi$  型钢带，间距 2000mm，锚索距帮距离不大于 500mm。

树脂型号：MSCKa23 $\times$ 500mm 与 MSCKa32 $\times$ 500mm，每根锚杆 2 支 MSCKa2350 树脂，每根锚索 3 支 MSCKa3250 树脂。

支护材料规格及参数见表 3、4。

表 3 支护材料规格一览表

材料名称	材料规格	备注
顶锚杆	$\Phi 22 \times 2200\text{mm}$ 左旋无纵筋螺纹钢锚杆	顶支护
帮锚杆	$\Phi 18 \times 2100\text{mm}$ 螺纹钢锚杆	帮支护及吊挂锚杆
锚索	$\Phi 28.6 \times 8000\text{mm}$	顶支护

锚杆托盘	150×150×10mm	顶、帮锚杆托盘
锚索托盘	300×300×16mm	锚索支护
树脂	MSCKa 型 Φ23×500mm	顶、帮锚杆支护
树脂	MSCKa 型 Φ32×500mm	锚索支护
钢筋网片	Φ6.5×150×150mm 5.2/1.3m×1.1m	顶、帮支护
π型钢带	4600×140×8mm/2400×140×8mm	锚索配套使用（眼距）
铅丝网	4000×1200mm	网格 45×45mm

表 4 巷道支护参数表

序号	断面	巷道名称	锚杆数	锚索数	π型钢带
1	4-4	副斜井二段、绕道	顶 9 帮 4	7 套/2m	5 条/2m
2	5-5	中转水仓、配电硐室、调车硐室	顶 9 帮 4	3 套/2m	1 条/2m

(6) 结尾;

本案例以布尔台煤矿新建副斜井二段软岩断面和支护设计为例，运用松软岩层的特性、松软岩层巷道施工位置、形状及破岩方式、松软岩层巷道施工断面设计步骤知识点，介绍了布尔台矿松软岩层的特性，松软岩层巷道施工中选择合适的巷道位置和形状，使学生了解松软岩层巷道围岩联合支护体系，掌握松软巷道断面设计和围岩控制。

## 案例（七）：倾斜煤层巷道围岩变形及支护体系案例

### 1.案例简介;

针对青海省某煤矿开采煤层为急倾斜煤层且较松软，煤巷掘进巷道支护难度大，支护方式相对落后的问题，提出采用管缝式锚杆、金属网、钢筋梯的锚网支护方式。通过现场施工试验段进行验证，试验结果表明支护方案能够有效控制巷道围岩变形，取得了良好的技术经济效果，降低了支护成本，减轻工人的劳动强度。

### 2.关键教学点

#### （1）关键知识点

了解倾斜煤层巷道围岩变形破坏的特点，掌握倾斜煤层巷道围岩支护方式。

#### （2）关键能力点

培养学生具备从事倾斜煤层巷道围岩支护设计的基本技能。

### 3.案例内容

#### （1）引言/开头

该煤矿煤层为急倾斜煤层，煤层倾角  $55^{\circ} \sim 70^{\circ}$ ，煤层厚度平均 22m，煤的硬度系数 0.8~1.5。目前采用水平分段放顶煤开采工艺，巷道大多采用坑木支护方式，存在支护成本高、掘进进尺低、工人劳动强度大、巷道变形量严重等问题。通过对井下支护情况进行调研，并对调研结果进行理论分析研究，提出了利用管缝式锚杆、金属网、钢筋托梁的锚网支护方案。

#### （2）相关背景介绍

巷道位置及地质条件:

3750 工作面地质构造和全井田一致，为单斜构造。煤层顶板比较稳定，布置运输顺槽；底板变化相对较大，布置为回风顺槽。工作面煤层平均厚度为 22m，倾角多在  $60^{\circ}$  以上，煤的硬度系数 0.8~1.5，顶底板强度较低，裂隙发育，均易坍塌冒落。直接顶为灰色细砂岩，厚度平均 12.9m，伪顶为粗砂岩，厚度平均 1.59m；巷道底板伪底为

炭质泥岩，厚度平均 0.8m，直接底为灰白色石英质砾岩，厚度平均 1.5m。

### （3）巷道原支护情况

3750 工作面两顺槽均采用梯形木架支护，两顺槽巷道规格：上净宽为 1600mm，下净宽为 2600mm；净高 1800mm、架距 700mm、净断面 3.78m<sup>2</sup>。从观测结果来看，在掘进工程中巷道变形较为严重，巷道两帮下部移近量累计达 0.5m 左右，在工作面回采时距离工作面煤壁 20m 范围内巷道变形更为严重，此外巷道内还存在断梁折柱现象，严重影响工作面的安全生产。

### （4）主题内容：大中型案例宜分节，并有节标题；

#### 巷道支护难点分析

#### 煤层开采矿压显现较激烈

煤层开采矿压显现较激烈。急倾斜特厚煤层水平分段开采，顶板岩层破坏、移动具有特殊性和复杂性。3750 工作面煤层倾角在 60° 左右，倾角较大，采场围岩应力分布形态不对称特性较明显，在水平开采过程中顶板岩层移动方式较为复杂，存在向重力下沉、沿法线向底板移近、沿底板向下滑移等多种形式。应力场分布和顶板岩层移动的不均匀性造成在开采过程中矿压显现具有明显的不均匀性。主要表现为：煤层顶板侧巷道压力明显大于底板巷，并且在顶板侧巷附近，应力集中程度较高，致使巷道难维护；巷道变形具有不对称性，顶板巷主要表现为来自顶板方向的挤压变形和顶板侧煤帮的破取，底板巷受到较大水平应力的作用，易发生底鼓。

煤层较松软支护难度大。煤层较软，造成锚固较为困难。现场采用树脂锚杆进行拉拔测试，拉拔力均在 20kN 以下，导致锚杆的主动支护难以得到发挥，不能使锚杆将各层顶板岩层锚固在一起，从而使各岩层之间发生离层、错动，不能发挥其组合梁的抗弯强度和承载能力。

### （5）煤巷支护方案设计

#### 支护方式的确定



由于原木架支护属于被动支护，不能在巷道掘进早期对顶板施加较大的支护阻力，以至于巷道出现严重的变形破坏。锚杆支护能够主动及时支护围岩，安装以后在围岩内部对围岩进行加固，迅速形成一个围岩-支护的整体承载结构，能够充分发挥围岩自身的承载能力，减小围岩早期变形破坏，提高围岩的峰值强度和残余强度，保持围岩的完整性和稳定性。此外锚网支护后会使得顶板处于预应力刚性梁状态，有效减轻顶板中部的拉压破坏以及顶角的剪切应力集中，减小顶板下沉，避免出现垮冒。因此选用锚网支护方式代替原有的木架支护方式。

#### 管缝式锚杆支护加固机理

管缝式锚杆是一种全长锚固，主动加固围岩的新型锚杆，它立体部分是一根纵向开缝的高强度钢管，当安装比管径稍小的钻孔时，利用钢管的弹性对孔壁产生径向外力，可立即在全长范围内对孔壁施加径向压力和阻止围岩下滑的摩擦力，加上锚杆托盘托板的承托力，从而使围岩处于三向受力状态，这三种力使得围岩更加稳固。在爆破震动围岩锚移等情况下，锚固力会明显增大，当围岩发生显著位移时，锚杆并不失去其支护抗力。管缝式锚杆安装简单，及时支护有效，锚固力强，支护成本较低等优势。

通过前期在该矿工作面两顺槽进行的锚杆拉拔试验表明，树脂锚杆拉拔力均在 20kN 以下，不能满足支护要求。采用规格  $\Phi 39\text{mm} \times 1800\text{mm}$ ，壁厚 2.3mm 锚杆，在该地质条件下，工作面煤层顶板侧巷道顶板和帮部处拉拔力均 45kN 以上，最高可达 117kN，因此选择管缝式锚杆作为锚网支护材料。

#### 辅助支护系统设计

研究表明，单根锚杆支护预应力的范围是有限的，通过托盘、钢筋梯、金属网等护表构件将锚杆预紧力传递到深部岩层中，将顶板组成一个整体，有效削弱两帮围岩的应力集中，阻止围岩变形。因此选用  $200\text{mm} \times 200\text{mm} \times 10\text{mm}$  拱型高强度托盘； $\Phi 10\text{mm}$  钢筋焊接而成，宽 80mm、长 3500mm 钢筋梯； $\Phi 3.5\text{mm}$  镀锌铁丝制作成菱形金属网，有效加强锚杆支护效果。

## 巷道断面

考虑到设备尺寸、通风要求、巷道围岩变形预留量及煤矿现实际巷道断面尺寸等方面，设计巷道断面尺寸如下：断面为矩形，巷道掘进宽度 2.7m，高度 2.3m，掘进断面积 6.21m<sup>2</sup>；巷道净宽度 2.5m，净高度 2.1m，净断面积 5.25m<sup>2</sup>。巷道支护断面如图 1 所示。

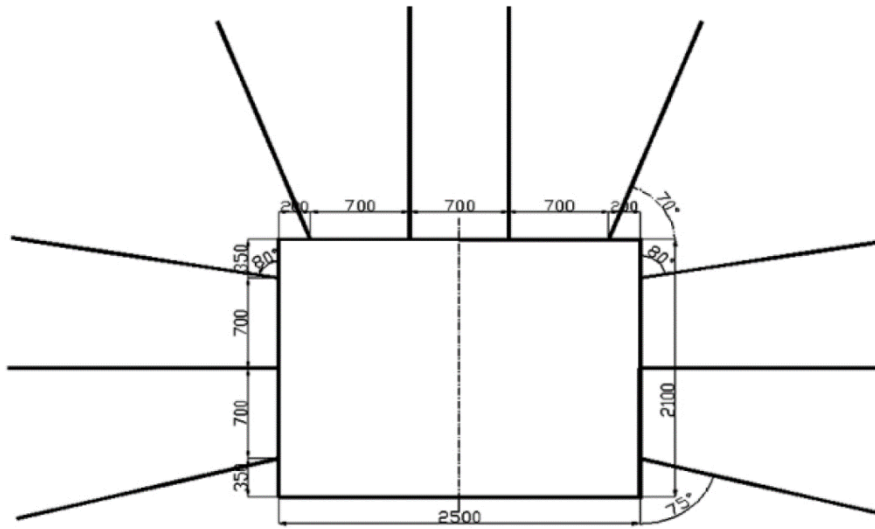


图1 巷道支护断面图

## 支护参数的确定

**顶板支护：**4 条锚杆，间排距为 700mm × 700mm，巷道中线两侧各布置 2 条，分别距巷道中线 350mm、1050mm；靠近巷帮的锚杆斜打入顶板，与垂直方向夹角为 20°，规格为 Φ39mm × 1800mm，壁厚 2.3mm 管缝式锚杆。

**帮部支护：**每帮 3 条锚杆，间排距为 700mm × 700mm，最上部一条帮部锚杆从顶板往下依次为 350mm、1050mm、1750mm 布置；两帮底脚锚杆距离底板最大距离不得超过 350mm。靠近巷道顶角的巷帮锚杆斜打入顶板，与水平方向夹角成 10°，靠近巷道底角的巷帮锚杆安设角度与水平线成 15°，锚杆规格型号与顶锚杆相同。

**钢筋梯与金属网：**巷道全断面铺设菱形金属网并对顶板每排锚杆配以钢筋梯，作为辅助支护。

## (6) 井下工业性试验

为检验本次支护优化设计方案的可行性及支护效果，在该矿工作面运输顺槽和回风顺槽各施工 50m 试验巷道。

## 试验地点

根据矿井回采工作面生产接续计划,通过对工作面地质开采技术条件综合分析比较,选择在 3750 工作面两顺槽进行锚网支护试验。运输顺槽、回风顺槽分别在距切眼 20~70m 的范围内施工掘进 50m,锚网支护试验段位置如图 2 所示。

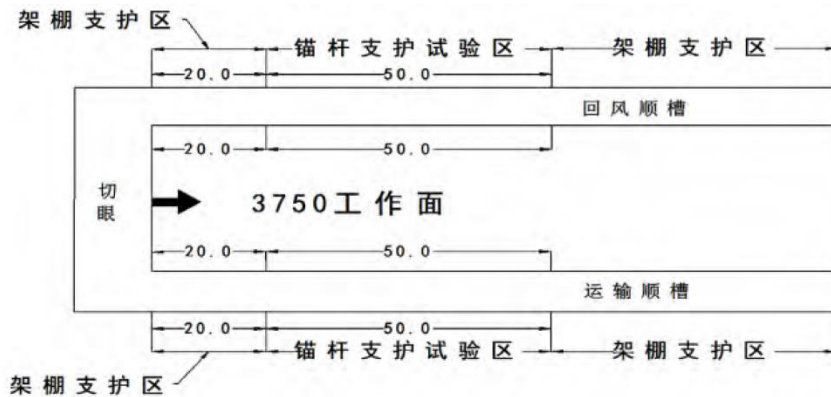


图 2 3750 工作面两顺槽煤巷锚网支护试验位置示意图  
试验巷道矿压监测数据分析

为检验巷道设计支护参数的合理性,评价锚网支护巷道的支护效果,分别观测 3750 工作面两顺槽锚网支护试验期间巷道围岩变形、顶板离层、锚杆受力等矿压参数。

### 围岩变形监测数据分析

#### 掘进期间围岩变形观测数据分析

在 3750 工作面运输顺槽、回风顺槽试验段掘进期间分别设置了 4 组围岩变形测点,间距 15m。采用十字布点法对巷道顶板下沉量、两帮位移量和底鼓量数据采集,对数据进行分析结果如下:巷道初掘的 3~5 天的时间内,围岩变形量较大,7 天后,即距离巷道迎头 20m 以后,巷道围岩变形趋于稳定。两顺槽掘进期间巷道成型较好,围岩变形量较小,支护效果良好。

#### 回采期间围岩变形观测数据分析

3750 工作面运输顺槽、回风顺槽回采期间分别设置了 6 组围岩变形测点,两顺槽测点间距 10m。对数据进行分析结果如下:现场观测表明,两顺槽受工作面采动影响,锚网支护方式下顶底板移近量平

均为 143mm，两帮移近量平均为 104mm；原坑木支护方式下顶底板移近量平均为 450mm，两帮移进量平均为 750mm。可见，采用锚网支护的巷道围岩变形明显减小，支护效果较好，能够满足工作面回采要求。

#### 顶板离层观测数据分析

在 3750 工作面设置 4 组顶板离层测点，观测数据分析结果如下：巷道顶板离层在巷道初掘的 3 天左右的时间，离层变化量较大，7 天后，即距掘进迎头 20m 左右时，顶板离层趋于稳定，与巷道围岩变形规律一致。运输顺槽和回风顺槽的顶板离层值差异不大，离层量均较小，两顺槽深部离层大于浅部离层，说明锚杆锚固效果较好。

#### 锚网支护巷道锚杆受力观测数据分析

3750 工作面两顺槽共安设 5 组锚杆受力观测点，其中运输顺槽内安设 2 组，回风顺槽内安设 3 组。巷道锚杆受力观测结果如下：

运输顺槽锚杆受力观测结果。顶板锚杆受力平均增阻值为 9kN。外帮锚杆受力平均增阻值为 18kN。内帮锚杆受力平均增阻值为 5kN。

回风顺槽锚杆受力观测结果。顶板锚杆受力平均增阻值为 5kN。外帮锚杆受力平均增阻值为 9kN。内帮锚杆受力平均增阻值为 20kN。可见，运输顺槽和回风顺槽锚杆受力增阻值较小，说明巷道围岩较为稳定。

#### (7) 结尾；

本案例以青海省某煤矿急倾斜软煤层煤巷锚网支护为例，运用倾斜煤层巷道围岩变形破坏的特点、倾斜煤层巷道围岩支护方式知识点，采用锚网支护方式控制巷道围岩总体变形量，最终使得巷道变形量明显减小，顶板离层量不大，锚网支护效能发挥充分，巷道支护状态良好，验证了支护参数合理性，满足工作面回采要求。培养学生具备从事倾斜煤层巷道围岩支护设计的基本技能。

# 案例（八）：巷道破坏分析、维修原理与修复支护技术案例

## 1.案例简介;

陕西彬长孟村煤矿受 DF29 断层及采掘扰动影响，中央一号回风大巷断层影响区域( 里程 950m-2050m, 即一辅运 5#联巷( 导向点 AH6 以东 32m) 至一辅运 6#联巷 ( 导向点 1H29) 之间) 巷道出现不同程度破坏。为确保巷道使用安全，对中央一号回风大巷断层影响区域进行维修。架棚支护区域维修方案采用注浆锚索加固顶板、补强支护架棚区域、替换变形 U 型棚、起底相结合补强支护。

## 2.关键教学点

### (1) 关键知识点

了解巷道围岩变形破坏的形式，掌握巷道破坏维修原理，掌握巷道修复支护基本步骤。

### (2) 关键能力点

培养学生具备从事修复巷道的基本技能。

## 3.案例内容

### (1) 引言/开

陕西彬长孟村煤矿位于陕西省咸阳市长武县亭口镇上河村。受 DF29 断层及采掘扰动影响，中央一号回风大巷于 2012 年 12 月开始施工，2017 年 5 月通过 DF29 断层，2018 年 3 月施工至 403 盘区开口位置。中央一号回风大巷在里程 1667m 揭露 DF29 断层，受 DF29 断层及采掘扰动影响，中央一号回风大巷断层影响区域巷道出现不同程度破坏，主要问题是顶板浆皮脱落、网片破口、架棚段巷道收敛、个别锚索断裂、U 型棚变形、棚腿歪斜等。

### (2) 相关背景介绍

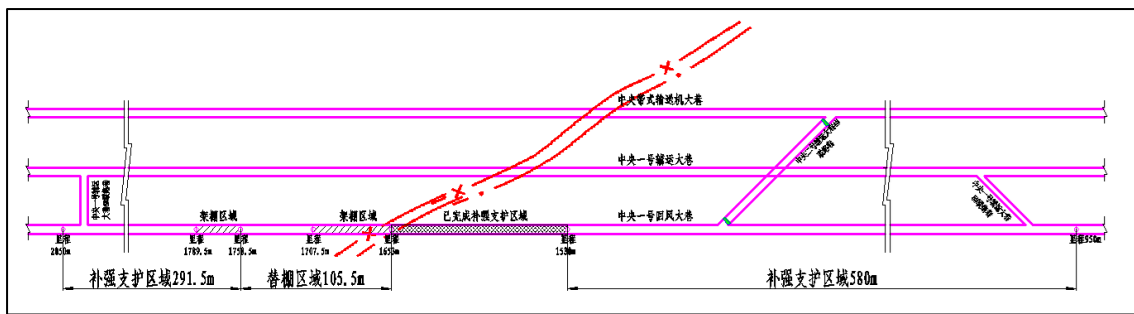
中央一号回风大巷设计工程量 3576.8m，掘进宽度 6240mm，掘进高度 4720mm，净宽 6000mm，净高 4600mm，掘进断面 25.3m<sup>2</sup>、净断面 23.7m<sup>2</sup>，采用锚网索喷支护。该工程于 2012 年 12 月开始施

工，2017年5月通过DF29断层，2018年3月施工至403盘区开口位置，现累计施工3002m。

根据巷道写实资料，中央一号回风大巷在里程1667m揭露DF29断层，该断层为正断层，巷道施工由上盘煤层进入下盘煤层底板铝质泥岩中，施工坡度+8°，过断层期间采用锚网索喷+29U型棚支护。

受DF29断层及采掘扰动影响，中央一号回风大巷断层影响区域（里程950m-2050m，即一辅运5#联巷（导向点AH6以东32m）至一辅运6#联巷（导向点1H29）之间）巷道出现不同程度破坏，主要问题是顶板浆皮脱落、网片破口、架棚段巷道收敛、个别锚索断裂、U型棚变形、棚腿歪斜等。为确保巷道使用安全，计划对中央一号回风大巷断层影响区域进行维修。

图1 维修区域平面示意图



### (3) 巷道原支护参数

过断层区域采用锚网索喷+29U型棚联合支护，架棚里程为1653m-1707.5m（78架），1758.5m-1789.5m（44架），共架设29U型棚122架。具体补强支护参数如下。

锚杆采用规格为 $\Phi 22 \times 2500\text{mm}$ 的左旋无纵筋螺纹锚杆，间排距为 $700\text{mm} \times 700\text{mm}$ ；锚索采用规格为 $\phi 21.8 \times 7100\text{mm}$ 的钢绞线（1×19股-1860级），布置形式“一排五索”型，间排距 $1.2\text{m} \times 1.4\text{m}$ ；喷射砼强度等级为C25，初喷50mm；采用29U型棚加强支护，棚间距700mm，U型棚尺寸为宽6000mm，高4600mm，相邻两棚之间采用五道拉杆进行链接，架棚后喷浆封闭，喷厚150mm。

表1 架棚段支护参数表

序	名称	主要参数	备注
1	巷道尺寸	净宽 6.0m*净高 4.6m	

2	断面形式	直墙半圆拱	
3	支护形式	锚杆、锚索、钢筋网、29U型棚、喷浆	
4	锚杆规格	$\Phi 22 \times 2500\text{mm}$ 锚杆配合 $150 \times 150 \times 10\text{mm}$ 托盘	
5	锚杆间排距	$700 \times 700\text{mm}$ , 2335 锚固剂 “1快3中”	
6	锚索规格	$\Phi 21.8 \times 7100\text{mm}$ 配合 $300 \times 300 \times 16\text{mm}$ 碟形托盘	一排五索
7	锚索间排距	$1200 \times 1400\text{mm}$ , 2335 锚固剂 “2快4中”	
8	钢筋网	$1500\text{mm} \times 800\text{mm} \times 100\text{mm}$ 的 $\phi 6$ 钢筋网, 搭接 $100\text{mm}$	
9	喷浆	初喷 $50\text{mm}$ , 架棚后喷厚 $150\text{mm}$ , 强度 C25	

#### 原补强支护参数

2019年7月,对架棚区域完成锚网索梁补强支护,锚索采用 $\Phi 21.8 \times 7100\text{mm}$ 的钢绞线,锚索间排距 $1200 \times 1400\text{mm}$ ,锚索布置每排为7根,“七四三”布置,两排锚索间采用长度为 $1600\text{mm}$ 的18b槽钢进行联锁,采用迈步式布置。具体补强支护参数如下。

表2 架棚段原补强支护参数表

序号	名称	主要参数	备注
1	支护形式	锚索、钢筋网、槽钢	
2	锚索规格	$\Phi 21.8 \times 7100\text{mm}$ 配合 $300 \times 300 \times 16\text{mm}$ 碟形托盘或 $150\text{mm} \times 150\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的 Q235 钢托板	“七四三”布置
3	锚索间排距	$1200 \times 1400\text{mm}$ , 2335 锚固剂 “2快4中”	
4	钢筋网	$1500\text{mm} \times 800\text{mm} \times 100\text{mm}$ 的 $\phi 6$ 钢筋网, 搭接 $100\text{mm}$	
5	槽钢	长度 $1600\text{mm}$ 的 18b 槽钢, 迈步式布置	

#### (4) 维修方案

##### 注浆锚索加固顶板

施工区域为  $1653\text{m}-1789.5\text{m}$  ( $136.5\text{m}$ )。

该区域采用  $\phi 21.8 \times 7100\text{mm}$  中空注浆锚索配合复合加固材料对顶板进行加固,利用注入围岩缝隙中的浆液对破碎顶板岩层中离层空隙和裂隙注浆加固,提高岩石结构面的整体粘结力,使巷道顶板围岩形成强有力的组合拱,提高了围岩的承载能力。

注浆锚索采用“一排三索”布置(见附图1),锚索间排距为  $2400 \times 1400\text{mm}$ ,锚索托盘规格为  $300 \times 300 \times 16\text{mm}$ ,每根锚索使用2支

K2335 和 3 支 Z2335 锚固剂，预紧力 300KN，锚索托盘采用 14#铁丝缠绕锚索端头 3 圈后固定于金属网。

注浆材料选用复合加固材料，将两种组分 A、B 料，按照 1:1 的比例（体积比）吸入双液注浆泵后快速注入。

注浆压力及扩散半径

终止注浆压力 2MPa。根据施工经验积累，浆液在普通裂隙开度和孔隙率下的扩散半径约为 1.5m。

注浆顺序

逐排注、先注两侧孔，后注拱顶注浆孔。

施工工序

标孔→钻孔→检查钻孔质量→安装中空注浆锚索→准备浆液→开泵注浆→凝固→检查注浆质量→验收。

注浆量预计

注浆加固范围 136.5m，排距 1.4m，每排 3 个孔，共计 294 孔。为保证实际注浆效果，达到固结围岩的作用，单孔注浆量按 0.5t 预计，预计注浆 147t。

补强支护架棚区域

施工区域为里程 1758.5m-1789.5m，共计 31m。

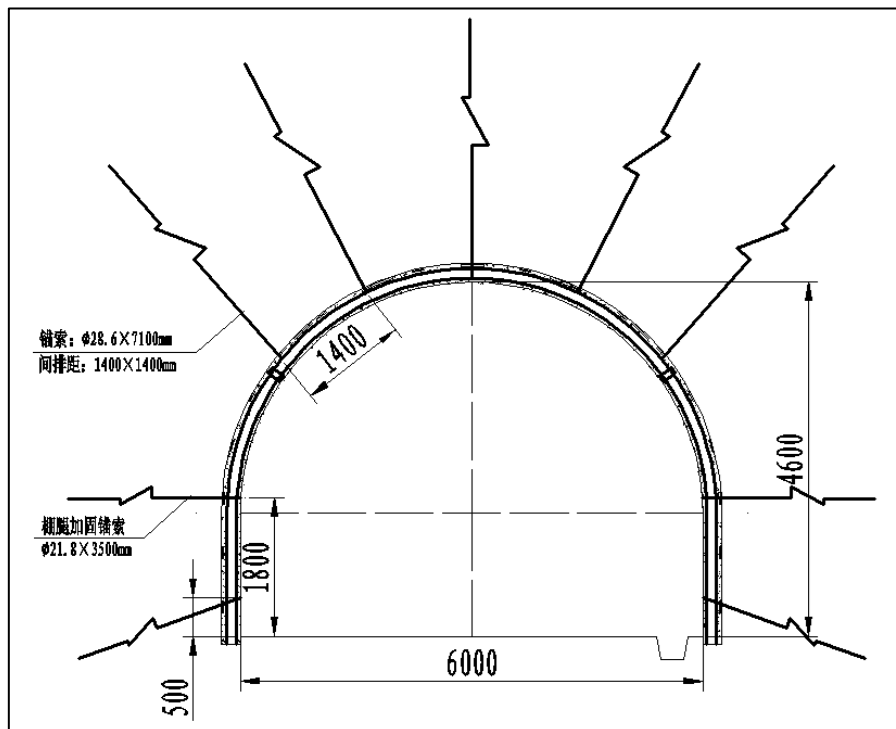
采用  $\phi 28.6 \times 7100\text{mm}$  锚索配合双层编织金属网和钢带对巷道拱基线以上顶板进行补强支护，“一排五索”布置，锚索间排距为  $1400 \times 1400\text{mm}$ ，锚索托盘规格为  $300 \times 300 \times 16\text{mm}$ ，每根锚索使用 1 支 K2850 和 2 支 Z2850 锚固剂，预紧力 300KN；编织金属网规格为  $1000 \times 2000\text{mm}$ ，搭接长度 100mm，绑扎间距 200mm，锚索托盘采用 14#铁丝缠绕锚索端头 3 圈后固定于金属网。



(3) 使用锚索配合 U 型卡缆加固两侧棚腿，加固位置为底板以上 0.5m 和 1.8m 处，每处使用 2 根  $\phi 21.8 \times 3500\text{mm}$  对棚腿进行固定，每根锚索使用 1 支 K2335 和 2 支 Z2335 锚固剂，预紧力 300KN。（见图 2）

图 2 架棚区域补强支护图

表 6 架棚段（里程 1758.5m-1789.5m）补强支护参数表



序	名称	主要参数	备注
1	锚索规格	$\Phi 28.6 \times 7100\text{mm}$ 配合 $300 \times 300 \times 16\text{mm}$ 碟形托盘	一排五索
2	锚索间排距	$1400 \times 1400\text{mm}$ , 2850 锚固剂 “1 快 2 中”, 锚固力 300KN	
3	钢带	异形钢带 $1600 \times 80 \times 4\text{mm}$	
4	钢筋网	$1500\text{mm} \times 800\text{mm} \times 100\text{mm}$ 的 $\phi 6$ 编织钢筋网, 搭接 100mm	
5	棚腿加固锚索	$\Phi 21.8 \times 73500\text{mm}$ 配合 U 型卡缆	
6	锚索间排距	底板以上 0.5m 和 1.8m 处, 每处使用 2 根锚索, 2335 锚固剂 “1 快 2 中”	

### (5) 替换变形 U 型棚

在完成注浆加固后，对变形 U 型棚进行拆除，将断面刷扩至架棚断面后，先进行锚网索喷支护，之后架设 36U 型棚。

施工区域为里程 1653-1707.5m（54.5m）和里程 1707.5-1758.5m（51m），合计 105.5m。

逐架拆除变形 U 型棚，每次拆除 1 架。

刷扩至架棚断面，掘高 4800mm，掘宽 6400mm。

采用  $\phi 22 \times 2500\text{mm}$  锚杆和  $\phi 28.6 \times 7100\text{mm}$  锚索配合双层编织金属网和钢带进行支护。

锚杆间排距为  $700 \times 700\text{mm}$ ，锚杆托盘规格为  $150 \times 150 \times 12\text{mm}$ ，每根锚杆使用 1 支 K2335 和 2 支 Z2335 锚固剂；锚索按照“一排五索”布置，锚索间排距为  $1400 \times 700\text{mm}$ ，锚索托盘规格为  $300 \times 300 \times 16\text{mm}$ ，每根锚索使用 2 支 K2335 和 3 支 Z2335 锚固剂，预紧力 300KN；编织金属网规格为  $1000 \times 2000\text{mm}$ ，搭接长度 100mm，绑扎间距 200mm，锚索托盘采用 14#铁丝缠绕锚索端头 3 圈后固定于金属网。

架棚前初喷封闭，初喷厚度 50mm，强度 C25，防水等级 P6。

架设 36U 型棚：规格  $6000 \times 4600\text{mm}$ ，棚间距 1000mm，相邻两棚之间采用五道拉杆进行连接，棚腿底部焊接底座，底座采用 Q235 钢板，规格为  $300 \times 300 \times 10\text{mm}$ 。每架棚两侧底板以上 0.5m 和 1.8m 处分别打设两组（每组 2 根  $\phi 21.8 \times 3500\text{mm}$ ）锚索配合 U 型卡缆进行固定，围岩与支架间用木料板皮进行填充，木料板皮与 U 型棚之间铺设  $\phi 6\text{mm}$  钢筋网，预紧力 300KN。（见附图 3）

表 7 架棚段替棚补强支护参数表

序	名称	主要参数	备注
1	刷扩尺寸	掘宽 6.4m*掘高 4.8m	
2	断面形式	直墙半圆拱	
3	支护形式	锚杆、锚索、钢筋网、36U 型棚、喷浆	
4	锚杆规格	$\Phi 22 \times 2500\text{mm}$ 锚杆配合 $150 \times 150 \times 12\text{mm}$ 托盘	
5	锚杆间排距	$700 \times 700\text{mm}$ ，2335 锚固剂“1 快 2 中”	
6	锚索规格	$\Phi 28.6 \times 7100\text{mm}$ 配合 $300 \times 300 \times 16\text{mm}$ 碟形托盘	一排五索
7	锚索间排距	$1400 \times 700\text{mm}$ ，2850 锚固剂“1 快 2 中”，锚固力 300KN	
8	钢带	异形钢带 $1600 \times 80 \times 4\text{mm}$	
9	36U 型棚	规格 $6000 \times 4600\text{mm}$ ，棚间距 1000mm	
10	钢筋网	$1500\text{mm} \times 800\text{mm} \times 100\text{mm}$ 的 $\phi 6$ 编织钢筋网，搭接 100mm	
11	喷浆	初喷 50mm，架棚后喷厚 150mm，强度 C25	

12	棚腿加固锚索	$\Phi 21.8 \times 73500\text{mm}$ 配合 U 型卡缆	
13	锚索间排距	底板以上 0.5m 和 1.8m 处, 每处使用 2 根锚索, 2335 锚固剂 “1 快 2 中”	

### (6) 起底

施工区域为 1500m-1800m (300m)。

按照设计坡度标定腰线, 对底鼓区域进行处理, 起底至设计高度。同时要加强顶板淋水疏导, 安设导水棚或导水管, 并在路面设置横向水沟, 将顶板淋水引入水沟。

### (7) 结尾;

案例以中央一号回风大巷断层影响区域维修方案为例, 运用巷道围岩变形破坏的形式、巷道破坏维修原理、巷道修复支护基本步骤知识点, 介绍了孟村煤矿巷道围岩变形破坏的形式, 对中央一号回风大巷断层影响区域进行维修。架棚支护区域维修方案采用注浆锚索加固顶板、补强支护架棚区域、替换变形 U 型棚、起底相结合补强支护。培养学生具备从事修复巷道的基本技能。

## 案例（九）：巷道局部冒顶事故及处理技术案例

### 1.案例简介;

401101 工作面措施巷掘进工作面施工至里程 512m 时遇到断层，为了确保过断层期间的施工安全，需要制定施工安全技术措施以预防冒顶事故。采用对冒落区进行喷射混凝土、管棚法、注浆充填、工作面采用帷幕注浆及架设 29U 型钢棚法通过 DF-29 断层。

### 2.关键教学点

#### （1）关键知识点

了解巷道局部冒顶事故的原因，掌握处理巷道局部冒顶事故的方法和基本施工工序。

#### （2）关键能力点

培养学生具备从事巷道局部冒顶事故的基本技能。

### 3.案例内容

#### （1）引言/开头;

陕西彬长孟村煤矿位于陕西省咸阳市长武县亭口镇上河村。截至 6 月 6 日早班，401101 工作面措施巷掘进工作面施工至里程 512m 时遇到断层，为了确保过断层期间的施工安全，特编制此施工安全技术措施。

#### （2）相关背景介绍;

根据二号回风大巷施工现场情况，经与施工单位、西安煤科院共同研究，采用对冒落区进行喷射混凝土、管棚法、注浆充填、工作面采用帷幕注浆及架设 29U 型钢棚法通过 DF-29 断层。

#### （3）冒顶处理方法:

首先让顶板冒落区域充分释放压力，待冒落区域压力释放完毕后，由班组长持找顶杆做好“敲帮问顶”工作，将易脱落的煤矸敲掉。

在确认完成“敲帮问顶”工作后，由喷浆班对冒落区域进行喷浆封闭。

在喷射砼充分硬化后，施工人员登渣进行锚网支护。

锚网支护完毕后再次进行喷浆封闭。

喷浆封闭后进行架棚作业，用木垛接顶背实。

在架棚完毕后进行注浆和喷浆封闭工作，封闭前预埋长 6m 的二寸注浆管，以便注浆封堵。

#### (4) 锚网索喷施工

锚杆规格为  $\Phi 20 \times 2800\text{mm}$ ，间排距  $700 \times 700\text{mm}$ ，抗拔力不小于 50KN, 扭矩力不小于 100N.m，顶板破碎时，根据现场情况及时加强支护。

锚索规格为  $\Phi 21.6 \times 8800\text{mm}$ ，间排距  $2.0\text{m} \times 1.4\text{m}$ ，根据现场情况进行加密，冒顶处及前后范围 5m 内，布置方式由“二二”调整为“四三四”布置，预应力不小于 120N.m。

顶部网片采用规格为  $10\text{m} \times 1\text{m}$  的菱形网，搭接距离为 100mm，每 200mm 绑设一道绑丝。

喷浆支护形式：喷射混凝土使用 P.O42.5 水泥，沙为纯净的中粗沙，石子选用 5~10mm 米石，将粒径大于 15mm 的石子控制在 20% 以下，喷射厚度为 150mm, 喷射混凝土强度为 C25，配比根据实验室配比确定；速凝剂掺入量一般为水泥重量的 4~5%，喷顶取上限，喷淋水区时，可酌情加大速凝剂掺入量，速凝剂必须在喷浆机上料口均匀加入。水采用当地生活饮用水。

冒顶段无法使用前探梁临时支护，在压力释放完后及时喷浆，并进行锚网索支护作为临时支护，采用架棚的方式作为永久支护。

施工时必须严格控制巷道支护质量。

#### (5) 安全技术措施

敲帮稳定工作应有 2 名有经验的人员担任，一人找顶，一人监护顶板和退路。找顶人应站在安全地点，观察人应站在找顶人的侧后面，并保证退路畅通。

找顶应从有完好支护的地点开始，按照“由外向里、先顶后帮”的工作顺序依次找掉顶帮及迎头的活矸危岩，找顶范围内严禁其他人员进入。

找顶工作人员应戴手套，工作面必须配备手镐、撬棍（ $\phi 28\text{mm}$  风钻钎子制作，长 1.2m，一端为扁铲，一端为尖）和长杆（ $\phi 19\text{mm}$  钢管制作，长为 3.5m）作为找顶专用工具。

顶帮遇有大块断裂煤矸或煤矸离层时，应首先设置临时支护，保证安全后再顺着裂隙、层理慢慢地找下，不得硬刨强挖。

找顶工作人员，在确保无隐患后，方可进行下一道工作。

用木垛背顶时，将木垛搭设成“井”字形，背顶时，由有经验的老工人观察顶板。

在搭设木垛时，必须用木楔将木垛钉牢固。并确保背实顶板。

#### （6）结尾；

本案例以孟村煤矿 401101 工作面措施巷处理冒顶及过断层施工安全技术方案为例，运用巷道局部冒顶事故的方法和基本施工工序知识点，通过孟村煤矿和中煤设计的冒顶处理方案，及时编制中央二号回风大巷处理冒顶专项安全技术措施，严格落实执行避免了冒顶事故。为此类工况条件下冒落区冒落矸石方量、使用注浆材料、支护材料等材料选取提供依据。培养学生具备从事巷道局部冒顶事故的基本技能。

## 案例（十）：矿井施工方案与井筒开工顺序案例

### 1.案例简介;

孟村井田位于彬长矿区中西部，东以西一平铁路为界，南以亭南井田及无煤区为界，西与杨家坪井田相邻，北以高家堡井田及无煤区为界。孟村矿矿建工程 107768.08 万元，矿井于 2009 年 10 月奠基，同时开始主副立井冻结准备工作，经冻结、试挖等工序，副立井于 2010 年 6 月 10 日正式开工，主立井于 2010 年 8 月 3 日正式开工，主副立井于 2011 年 3 月 16 日同时完成井筒施工。

### 2.关键教学点

#### (1) 知识点

了解井筒的类型、组成及断面的装备；掌握井筒表土的施工方法；了解立井基岩施工的作业方式。

#### (2) 能力点

培养学生具备从事矿山井巷和地下工程施工组织管理基本技能。

### 3.案例内容

#### (1) 引言/开头;

陕西彬长矿业集团有限公司孟村煤矿位于陕西省黄陇侏罗纪煤田彬长矿区中西部，泾河西岸。孟村矿井自 2010 年 5 月开工建设（开工备案时间），矿井开拓方式为立井单水平开拓。立井井筒采用冻结法施工，主立井于 2010 年 8 月 3 日正式开工，主副立井于 2011 年 3 月 16 日同时完成井筒施工。

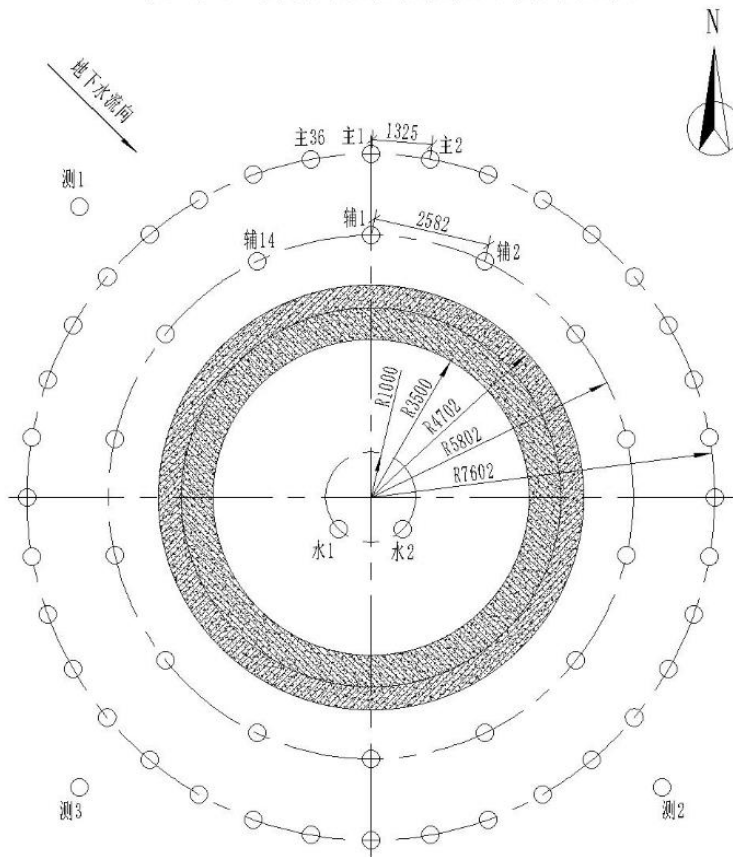
#### (2) 相关背景介绍;

孟村井田位于彬长矿区中西部，东以西一平铁路为界，南以亭南井田及无煤区为界，西与杨家坪井田相邻，北以高家堡井田及无煤区为界。矿井面积约 63.6km<sup>2</sup>，井田东西长 10.6km，南北宽 8.3km。

孟村矿矿井开拓方式为立井单水平开拓，孟村矿井自 2010 年 5 月开工建设（开工备案时间），2018 年 6 月 11 日开始矿井联合调试，经陕西省煤炭安全监督管理局联合试运转现场验收，同意进行矿井联合试运转。

### (3) 主副立井冻结法施工工序

孟村矿井于 2009 年 10 月奠基，同时开始主副立井冻结准备工作，经冻结、试挖等工序，副立井于 2010 年 6 月 10 日正式开工，主立井于 2010 年 8 月 3 日正式开工，主副立井于 2011 年 3 月 16 日同时完成井筒施工，利用吊桶实现主副井两次贯通，施工井底临时水仓后，进行井筒壁间壁后注浆准备工作。



说明:

1. 水1、水2孔均为示意位置，施工时可根据井口布置情况确定，以不影响井筒提升为准。
2. 测1、测2、测3孔均为示意位置，施工时根据钻孔施工情况确定。
3. 图中尺寸以毫米为单位。

图 1 冻结钻孔平面图

2011 年 7 月 13 日，开始副立井井筒及马头门第一次壁间壁后注浆，8 月 31 日，开始地面射孔注浆治水，因采用全深冻结，冻结管穿过马头门，解冻后马头门、撒煤清理硐室因压力过大，出现开裂，对马头门、撒煤清理硐室进行了修复、加固处理。副立井及马头门 10 月



20 日注浆完成，主立井及撒煤清理硐室于 11 月 18 日注浆完成。射孔注浆于 2012 年 3 月 8 日完成。

因风井未能与主副立井同时施工，为保证井底车场等工程施工，副立井于 2011 年 11 月 10 日开始进行了临时改绞（主立井利用吊盘施工箕斗装载硐室），开始施工井底车场及附属硐室工程。

主立井施工完成箕斗装载硐室后于 2012 年 6-8 月进行了改绞（临时罐笼、封闭井架），形成全负压通风系统，8 月 16 日恢复井下撒煤清理硐室、井底车场等工程施工。

回风立井因征地和手续不全问题，于 2010 年 6 月份开始平整场地，8 月份开始冻结钻孔施工，2010 年 12 月开始进行试挖，受西卓子“12.23”事故影响，未能正常开工，待更换施工队伍后，于 2011 年 11 月恢复冻结，2012 年元月 20 日正式开工（影响 13 个月），2012 年 9 月 13 日风井掘砌完毕。

回风立井于 2012 年 10 月份开始井筒壁间壁后和射孔注浆，2012 年 12 月 15 日开始回风立井改绞，因手续不全，全矿停工停建（3 个月），2013 年 5 月 1 日改绞完成。

待回风立井改绞完成后，副立井井筒开始于 2013 年 5 月 10 日先改装吊盘，利用安装盘进行副立井井筒二次壁间壁后注浆。

副立井于 2013 年 7 月 10 日完成注浆，开始井筒装备、锁口、井架、井口房的施工，期间因副立井提升系统调试影响井筒电缆敷设，后副立井绞车于 2014 年 4 月 29 日运转调试阶段发生主轴断裂事故，由轴承厂家重新加工、二次安装，于 2014 年 12 月 26 日完成副立井提升系统试运转。

副立井提升系统完成运行后，于 2015 年 1 月开始进行回风立井井筒装备（改安装盘），2015 年 1 月 18 日开始回风立井井筒装备，受“2.24”风井事故影响，全矿停工停产 6 个月，于 2015 年 9 月 9 日完成井筒装备，拆除临时吊盘、临时井架后，于 11 月 14 日开始防爆门基础、风硐、安全出口等工程施工，2016 年 2 月 1 日完成通风系统装备，实现矿井永久全负压通风。

矿井永久通风系统形成后，开始拆除主立井井筒封闭，主立井提升系统改绞，矿井于2016年4月1日停工缓建，人员分流。

2016年9月，开始陆续召回分流人员，重新组织队伍进场，重新进行主立井改绞的稳车、提升机的基础施工和设备安装（停工期间改绞绞车、稳车已拆除，后期安装型号与原来的不同）。

于2016年11月30日至2016年12月29日利用安装吊盘进行了主立井井筒二次壁间壁后注浆，主立井井筒于2017年元月11日开始主立井井筒装备2017年年5月12日完成，施工锁口后于6月10日开始起立井架，2017年10月18日井架起立完成，主绞绞车于2017年5月空载调试完成，主提升系统完成。

中央带式输送机大巷于2014年主体施工完成，输送机因设备购置问题，无法及时进场，设计院进行了二次设计，调整了设备型号等技术参数，彬长公司进行了二次招标，矿井根据二次设计于2017年2月20日至5月20日采用风镐开挖基础，并进行了设备基础的浇筑。

最终进场设备为最初设计设备型号，设备型号与二次设计不符，经进行补打基础后，于2017年12月5日开始输送机安装，于2018年5月25日完工，随后进行了主立井提升系统联合调试，5月30日主立井提升系统重载调试完毕。

## （二）冻结法施工难度及应对措施

针对以上重点和难点，方案设计思路如下：

1、采用辅孔+主孔冻结方案，辅孔加快表土段冻结，使冻结壁能够满足抵抗外界地压要求，同时控制冻土向井心内发展，提前开挖，防止片帮。主孔冻结加固基岩，为井筒施工提供良好的施工条件。

2、对-220~-230m、-260~-270m水平的无冷媒介质的测温管、水文管管外的环形空间采取增加封水材料，以封堵测温管、水文管与地层的环形空间导水通道。

3、冻结管选用低碳无缝流体钢管，采用内衬管对焊连接，超声波无损检测技术，确保冻结管焊接质量，防止断管。

采用螺杆定向纠偏技术、提高陀螺仪的精度等手段，选派具有600m以上深孔钻孔施工技术和熟悉本地区地层的施工队伍，投入先进的钻探设备和钻具，保证施工的进度和质量。

施工主孔时，-300~-310m水平之间不得向内偏斜，施工该位置壁座时，编制专项措施，采用风镐掘进，防止打穿冻结管。

#### (5) 结尾；

本案例以孟村矿井项目建设情况及建设工序为例，运用井筒的类型、组成及断面的装备、井筒表土的施工方法、立井基岩施工的作业方式的知识点，融合掌握孟村煤矿主副立井中采用冻结法施工的开拓施工工序、冻结法施工难度及应对措施。引导同学们了解井筒的类型、组成及断面的装备；掌握井筒表土的施工方法；具备采用冻结法施工解决井筒立井开拓复杂工程问题。