
目录

一般部分

1 矿区概述及井田地质特征	1
1.1 矿区概述	1
1.1.1 交通位置	1
1.1.2 地形地貌及水系	1
1.1.3 气象及地震烈度	1
1.1.4 矿井电源	1
1.2 井田地质特征	3
1.2.1 井田地质概况	3
1.2.2 地层	3
1.2.3 含煤地层	3
1.2.4 构造	4
1.2.5 水文地质特征	6
1.3 煤层特征	7
1.3.1 煤层	7
1.3.2 煤质	7
1.3.3 煤层开采技术条件	8
2 井田境界和储量	10
2.1 井田境界	10
2.1.1 井田境界确定	10
2.1.2 井田赋存特征	10
2.2 矿井工业储量	11
2.2.1 储量计算基础	11
2.2.2 储量计算范围	11
2.2.3 地质储量计算	11
2.2.4 矿井工业储量	12
2.3 矿井可采储量	14
2.3.1 安全煤柱留设原则	14
2.3.2 永久煤柱及保护煤柱损失量	14
3 矿井工作制度、设计生产能力及服务年限	18
3.1 矿井工作制度	18
3.2 矿井设计生产能力及服务年限	18
3.2.1 确定依据	18
3.2.2 矿井设计生产能力	18
3.2.3 矿井服务年限	19
3.2.4 井型校核	19
4 井田开拓	21
4.1 井田开拓的基本问题	21
4.1.1 确定井筒形式、数目、位置及坐标	21
4.1.2 工业场地的位置	22
4.1.3 开采水平的确定及带区划分	22
4.1.4 主要开拓巷道	23
4.1.5 方案比较	23
4.2 矿井基本巷道	31

4.2.1 井筒.....	31
4.2.2 井底车场及硐室.....	31
4.2.3 主要开拓巷道.....	32
5 准备方式——带区巷道布置.....	40
5.1 煤层地质特征.....	40
5.1.1 带区位置.....	40
5.1.2 带区煤层特征.....	40
5.1.3 水文地质.....	41
5.1.4 地质构造.....	41
5.2 带区巷道布置及生产系统.....	41
5.2.1 带区准备方式的确定.....	41
5.2.2 带区巷道布置.....	41
5.2.3 带区生产系统.....	42
5.2.4 带区内巷道掘进方法.....	43
5.2.5 带区生产能力及采出率.....	44
5.3 带区车场选型设计.....	45
6 采煤方法.....	46
6.1 采煤工艺方式.....	46
6.1.1 带区煤层特征及地质条件.....	46
6.1.2 确定采煤工艺方式.....	46
6.1.3 回采工作面参数.....	46
6.1.4 回采工作面破煤、装煤方式.....	47
6.1.5 回采工作面支护方式.....	48
6.1.6 端头支护及超前支护方式.....	50
6.1.7 各工艺过程注意事项.....	50
6.1.8 回采工作面正规循环作业.....	52
6.2 回采巷道布置.....	54
6.2.1 回采巷道布置方式.....	54
6.2.2 回采巷道参数.....	54
7 井下运输.....	56
7.1 概述.....	56
7.1.1 矿井设计生产能力及工作制度.....	56
7.1.2 煤层及煤质.....	56
7.1.3 运输距离和货载量.....	56
7.1.4 矿井运输系统.....	57
7.2 带区运输设备选择.....	57
7.2.1 设备选型原则：.....	57
7.2.2 带区运输设备选型及能力验算.....	58
7.3 大巷运输设备选择.....	59
7.3.1 主运输大巷设备选择.....	59
7.3.2 辅助运输大巷设备选择.....	60
7.3.3 选择电机车.....	60
7.3.4 设备选择.....	61
7.3.5 运输设备能力验算.....	62
8 矿井提升.....	63
8.1 矿井提升概述.....	63
8.2 主副井提升.....	63
8.2.1 主井提升.....	63

8.2.2 副井提升	65
9 矿井通风及安全	67
9.1 矿井通风系统选择	67
9.1.1 矿井概况	67
9.1.2 矿井通风系统的基本要求	67
9.1.3 矿井通风方式的确定	67
9.1.4 主要通风机工作方式选择	68
9.1.5 带区通风系统的要求	69
9.1.6 工作面通风方式的选择	69
9.1.7 回采工作面进回风巷道的布置	70
9.2 带区及全矿所需风量	71
9.2.1 采煤工作面实际需要风量	71
9.2.2 掘进工作面需风量	72
9.2.3 硐室需风量	73
9.2.4 其它巷道所需风量	73
9.2.5 矿井总风量计算	73
9.2.6 风量分配	74
9.3 矿井通风总阻力计算	75
9.3.1 矿井通风总阻力计算原则	75
9.3.2 确定矿井通风容易和困难时期	75
9.3.3 矿井通风阻力计算	77
9.3.4 矿井通风总阻力	80
9.3.5 两个时期的矿井总风阻和总等积孔	80
9.4 选择矿井通风设备	81
9.4.1 选择主要通风机	81
9.4.2 电动机选型	83
9.4.3 矿井主要通风设备及装备要求	83
9.5 防止特殊灾害的安全措施	84
9.5.1 瓦斯管理措施	84
9.5.2 煤尘的防治	84
9.5.3 预防井下火灾的措施	85
9.5.4 防水措施	85
10 设计矿井基本技术经济指标	87
参 考 文 献	89
专题部分	
建筑物下条带开采技术研究与分析	90
1 绪论	90
1.1 问题的提出	90
1.2 主要研究内容及研究思路	92
2 条带开采技术及参数设计的优化方法	93
2.1 条带开采概述	93
2.2 条带开采岩层与地表移动理论和规律	94
2.3 条带开采地表移动和变形预计参数	96
2.4 条带开采煤柱的稳定性	98
2.5 条带开采优化设计	100
3 条带开采地表移动参数的影响因素与作用规律研究	101
3.1 条带开采地表移动参数的影响因素	102
3.2 条带开采地表移动参数分析	105

4 条带开采的效果分析 ^[16]	107
5 结术语.....	109
翻译部分	
英文原文.....	110
中文译文.....	117
致 谢.....	122

一 般 部 分

1 矿区概述及井田地质特征

1.1 矿区概述

1.1.1 交通位置

许厂井田位于山东济（宁）北矿区东部，隶属于济宁市管辖，西南距济宁市 10 km，东北距兖州市 26 km，地理坐标为东经 116°36′~116°43′，北纬 35°24′~35°31′。井田南北长约 8.3 km，东西宽约 4.4km，面积约 27.5km²。

京沪线从本矿区东部的兖州矿区通过，区内有兖州，邹城车站；京九线从本矿区西部的菏泽市通过，现已建成通车；连接京沪、京九两大南北交通干线的新（乡）~兖（州）~石（臼所）铁路，从本矿区通过，区内设有济宁、孙氏店及兖州西车站，本区煤炭铁路外运十分方便。

区内公路四通八达，济宁、兖州、邹城间已形成环行公路，并与 104 国道相连，煤炭地销道路畅通。

京杭大运河流经济宁市，水深平均 2 m，构成重要的水上交通要道。

许厂井田交通位置图详见图 1-1-1。

1.1.2 地形地貌及水系

本井田为冲积、湖积平原，地势呈东北高、西南低，地面标高+35.20~+41.44 m，自然地形坡度为 0.04%。

井田内河流稀少，水系不甚发育，主要河流有两条：一条为洸府河，系人工河，位于井田中部、由北向南流入南阳湖，河宽 230~400 m，汛期洸府河最大洪水位为 39.3 m，最大流量为 400 m³/s（1964 年 9 月 1 日），枯水季节河水减少甚至断流；另有一条为洸府河支流杨家河，亦为季节性人工河流。

1.1.3 气象及地震烈度

（1）气象。本区气候温和，属温带季风区海洋~大陆性气候。年平均气温 13℃，月平均最高气温 34℃，最低气温-9℃，日最高气温 41℃，最低气温-19℃，平均最高气温月份为 7 月，平均最低气温月份为 1 月。年平均降雨量 701 mm，年最大降雨量为 1186 mm，年最小降雨量 441 mm，降雨多集中 7、8 月份，年平均蒸发量为 1790 mm，年最大蒸发量 2228 mm，年最低蒸发量 1493 mm。春夏两季多东及东南风，冬季多西北风，平均风速为 2 m/s，历年最大积雪厚度为 0.15 m，最大冻土深度 0.31 m。

（2）地震烈度：根据《中国地震烈度区划图（1990）》确定，本矿井工业场地范围地震基本烈度为七度。

1.1.4 矿井电源

本矿井电源取自接庄 220 区域变电站，该站位于本矿井以南 12 km 处，设计装有 120 变压器两台，电压为 220/110/35。第二电源来自济北矿区岱庄矿井 110 变电所，岱庄矿井 110 电源取自济宁东北郊 220 变电所。

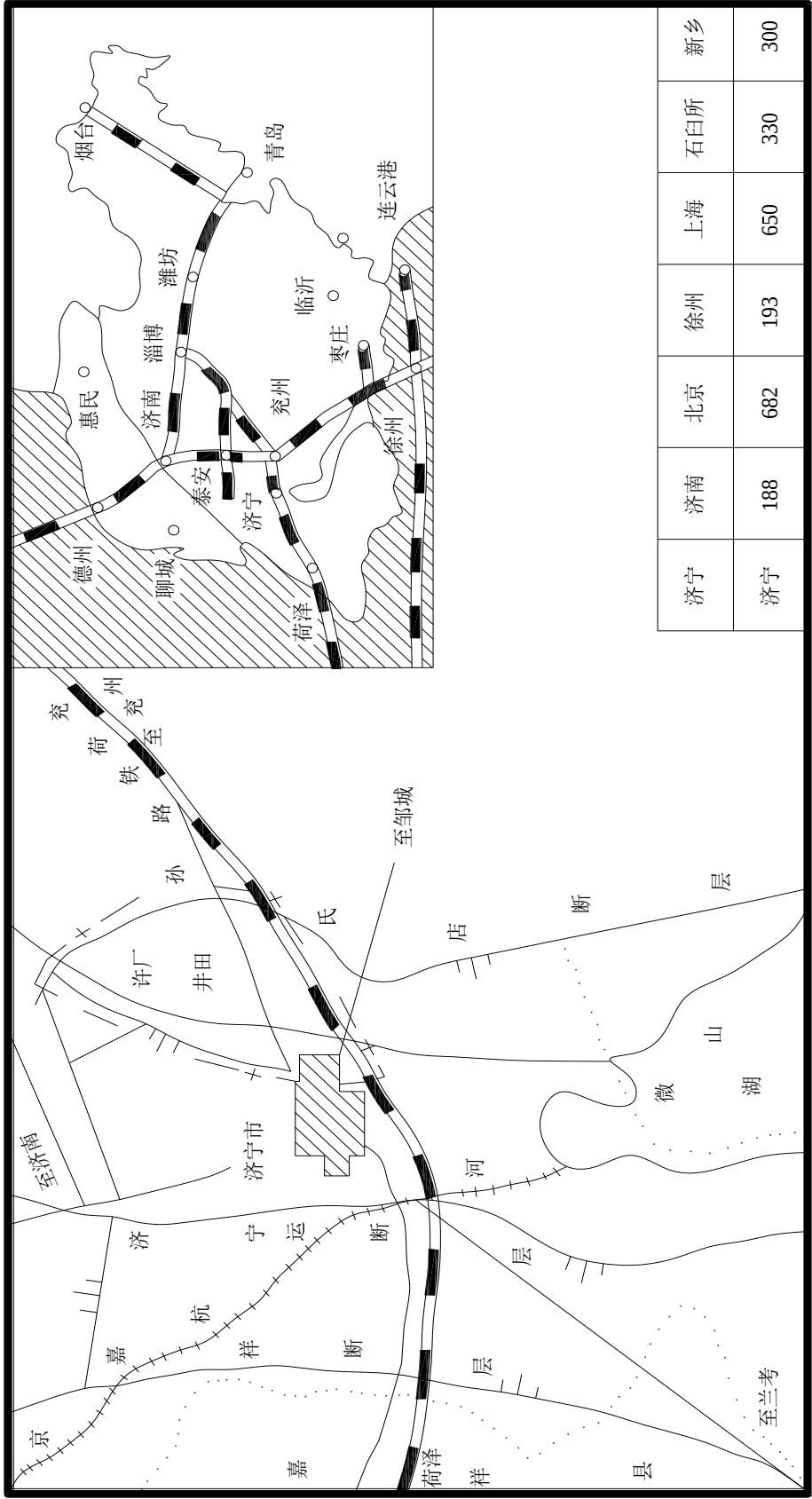


图 1-1-1 井田交通位置

1.2 井田地质特征

1.2.1 井田地质概况

本井田位于济宁煤田东北部，为一全隐蔽型煤田。井田内主要构造为一轴向东北的向斜及一组走向近南北的高角度正断层。井田内煤系地层由东向西呈阶梯式下降，第四勘探线以南，倾角平缓，断层较少，构造中等偏简单；第四勘探线以北，地层产状变化较大，此一级褶曲及断层发育，构造中等偏复杂。主要可采煤层为3_下煤层。

3_下煤层为主采煤层，煤层赋存于全区，煤层厚度变化较小，属稳定煤层；此外尚有15_上、16、17煤层，为不可采的不稳定煤层。井田属于构造中等局部偏复杂和主要煤层赋存稳定的井田。

1.2.2 地层

许厂煤矿地层区划属华北区鲁西南分区济宁小区，区内地层包括中、下奥陶统，中石炭统本溪组、上石炭统太原组、下二叠统山西组、下石盒子组，上二叠统上石盒子组，上侏罗统蒙阴组及第四系。属全隐蔽式华北石炭二叠系煤田。

1.2.3 含煤地层

本区主要含煤地层为下二叠统山西组。

本组地层厚59.90~114.70 m，局部有剥蚀现象，平均78.57 m，为含煤地层中的主要含煤组，具有经济价值的3_下煤层就赋存于本组的中上部及下部。本组由砂岩、粉砂岩、粉、细砂岩互层、粘土岩、煤层组成，以灰~灰白色、灰绿色砂岩为主，砂岩含量高，多以厚层状分布于煤层的顶板及底板，以3_下煤层间的砂岩最为发育，该砂岩为浅灰~灰白色、灰绿色，厚层状，以石英为主，长石次之，分选中等至较好，次棱角状~次园状，孔隙式~接触式胶结，以硅质、粘土质胶结为主，局部为钙质胶结，具交错层理、斜层理及韵律层理，含大量粉砂岩、泥岩包裹体及镜煤屑。据镜下观察，砂岩中石英含量占80~85%，具波状消光现象，长石中主要为斜长石及钾微斜长石，并有次生蚀变现象，杂基含量占10~15%。该砂岩厚度大，特征明显，是山西组煤层对比的较好标志层。该砂岩对3_下煤层有冲刷作用，在3_下煤层底部有一厚层粉砂岩与细砂岩互层，具透镜状层理及生物搅动构造，是山西组煤层对比的重要标志层。

本组以过渡相沉积为主，相环境变化较大，对煤层的形成及后期改造具有重要影响。

(1)从山西组底界~3_下煤层顶板为第一大旋回。厚30 m，内含1~2个小旋回，主要由粉砂岩、粉砂岩与细砂岩互层、细砂岩、粘土岩及煤层组成。3_下煤层位于旋回的顶部，在矿井东部3_下煤层较好的块段多为一个完整的全粒序旋回，上下不对称，以反粒序沉积为主。在粉砂岩及粉砂岩与细砂岩互层中见有大量的弯曲型生物潜穴及强烈的搅动构造，

本旋回中主要发育有互层状及透镜状层理，显示了从潮坪～滨海平原再成煤的沉积演化序列。根据山西组的岩性、岩相特征及测井曲线形态，可明显的分成三个大旋回。在矿井的西南部这一旋回多为次一级小旋回所代替，下一小旋回以潮坪沉积为主，但不完整，顶部为另一个小旋回冲刷所截，第一个小旋回以反粒序沉积为主，第二个小旋回多以砂岩为主的正粒序沉积为主，而小旋回之间存有冲刷界面，此时 3_下煤层发育一般不好。当第一个旋回分成两个小旋回时，旋回沉积的厚度相应增大。

(2)从 3_下煤层顶板至 3_上煤层顶板为第二大旋回，厚 11.70～67.31 m，内含 1～2 个小旋回，本旋回主要以砂岩为主，夹薄层粉砂岩、粘土岩及煤层。3_上煤层位于旋回的顶部，当 3_下煤层与 3_上煤层间距不大时多为一个旋回，间距增大时多为二个小旋回，本旋回(包括内含的小旋回)大多为正粒序沉积，底部岩性多呈突变接触，并往往具有冲刷界面，致使下部旋回不完整，出现了两个旋回的砂岩互相叠置的现象，旋回的上部往往由中砂岩直接变为粉砂岩或粘土岩形成煤层，缺少过渡性岩石。因而本矿井 3_上煤层一般发育不好。

(3)从 3_上煤层顶板到山西组顶界为第三个旋回，由于下石盒子组底部砂岩对其下有冲刷作用致使本旋回保存不全，在有 2_煤层赋存时为一完整旋回，无 2_煤层存在时则为不完整旋回。根据山西组特征可以看出，山西组的形成过程是一个海退过程，即从太原组顶部的浅海相向下石盒子组的内陆湖泊相沉积的过渡，整个山西组沉积时古气候、古植物及局部地区的古构造都十分有利于泥炭层的形成，煤层的形成及发展则主要受古地理条件所控制。即从太原组顶部的浅海相向下石盒子组的内陆湖泊相沉积的过渡，整个山西组顶部的浅海相向下石盒子组的内陆湖相沉积的过渡。

1.2.4 构造

本矿位于南北向的济宁地堑构造内，孙氏店断层构成矿井的东部及东北部边界。由于受区域性构造的控制，致使区内发育一组走向北东、向南西倾伏的宽缓褶曲及走向近南北的西倾高角度正断层组。

地层产状及主要褶曲：

在矿井的中、南部，地层产状变化较小，其走向一般为北东 30° 左右，孙氏店支 2 断层西侧则为东倾，孙氏店支 2 断层以东则为西倾，地层倾角一般为 2～8°。在第 16 线以南地层走向逐渐转成东西向。在矿井的北部，即第 4 勘探线以北由于受次一级褶曲的影响，致使地层走向变化较大，即北东～南北～北西向，地层倾角变化较大，局部块段地层倾角可达 20～32°。区内褶曲可明显的分为两组，一组为北东向褶曲，一组为北西向褶曲，以北东向一组为主，该组褶曲延展距离长，是区内主要构造组，控制着本区的构造形态。

现将区内的主要褶曲特征及控制情况分述如下：

1.济宁背斜：位于矿井的西部边缘，八里铺断层近侧，轴向北东 30～40°，背斜南段过 X16-1 钻孔后，走向转为近南北后倾伏于济宁城下，北段则沿八里铺

断层向北东方向延展，轴部被八里铺断层切割破坏成数段。该背斜在区内延展长度为 12 km，其西翼在岱庄煤矿，东翼在许厂矿井，翼部倾角为 6~8°。

2.小屯西背斜：位于测区东南部，A8-5~A4-6 号孔一带，向北倾伏，轴向北东，延伸长度 3200 m，幅度约 25 m，跨度约 300 m，背斜最高处在测区东南边界处，3 煤层底板标高-370 m，被孙氏店支 2 断层切割，背斜东翼不完整，西翼倾角 7~10°，局部达 18°。

3.小屯西向斜：位于四采区中部 X9-5~X5-6 号孔一带，轴向北东，延伸长度 2800 m，幅度约 25 m，跨度约 400 m，东翼倾角一般在 10~13°，局部达 18°，西翼倾角较缓，一般在 3~6°，该向斜最深在 X7-7 号孔北，3 煤层底板标高-505 m。其轴部为 4303、4304、4305、4306 工作面揭露，受其影响，煤层顶板岩层破碎，小断层发育。

4.南营西背斜：位于矿井的中部偏东，轴线在孙氏店支 2 断层东侧，北端在 X3-19 号孔附近与卢营北向斜交会，南段在 X12-1 号孔附近轴向南西偏转，并逐渐消失；轴向北北东~北东东向，区内延展长度为 7 km。该背斜西翼被孙氏店支 2 断层和 F10 断层所切割破坏，东翼保存较完整，但与近东西向和北东向的小褶曲相交和迭加，形成局部隆起或鞍形平地。轴部倾角 2~5°。

断层：

(1) 孙氏店支 2 断层：位于矿井中部，为一东升西降正断层，由南向北贯穿整个矿井，其北端在地 2 号孔附近交于孙氏店断层，南端过铁路后进入济宁二号井煤矿，在 3-3 号孔附近并于孙氏店断层，矿井内延展长度约 12 km。该断层结构复杂，附生断层发育，走向及落差均变化较大。断层走向在第 4 勘探线至 13 勘探线间为北东向，13 线至 16 线间由北东向转呈北西向，在第 3 勘探线附近，断层走向亦在短距离内从北东向急转呈北西向，呈 S 型扭曲，在断层走向急剧转折的地段，则发育有与主断层斜交的伴生断层。该断层断距中间大、南部和北部小，在 45~170 m 间变化，其变化范围为 11 线以南落差为 30~150 m，11 线与 8 线间落差为 50~80 m，8 线至 3 线间为 100~170 m，3 线以北为 45~100 m。总的规律为南北两端断距小，分叉多，中间断距大。区内由北向南计有 71、X-7、63、A3-7、X3-19、X4-3、X4-7、X5-5、X6-5、许 1、许 2、X7-13、X7-5、99、88 号孔穿过，A8-5 与 A8-4 号孔，X10-13 与 A10-3 及 X12-2 号孔控制，同时有 69 条地震测线构成严密的控制网度，91 个地震断点异常，其中 A 级断点 67 个，B 级断点 17 个，C 级断点 2 个，可靠地控制了该断层走向、落差的变化及平面摆动范围。综合评述认为该断层 10 线以北段，所有勘探线均有穿过点或控制点，而且地震测网完整，资料品质较高，断点组合可靠，属查明段。10 线以南勘探工程量相对较稀，控制程度较低，属基本查明段。

(2) 孙氏店支 2-1 断层：正断层。位于测区东部，为孙氏店支 2 断层的分支断层。走向北东，倾向北西，倾角 75~80°，落差 0~60 m，延展长度 1560 m。属可靠~较可靠断层。

表 1-2-1 矿井主要断层一览表

序号	断层名称	断层性质	断层落差 (m)	断层产状			延伸长度 (m)	控制程度
				走向	倾向	倾角 (°)		
1	孙氏店支 2 断层	正	100~170	NE	NW	75~80	3500	可靠
2	孙氏店支 2-1 断层	正	0~60	NE	NW	75~80	1400	可靠

1.2.5 水文地质特征

井田水文地质概况:

本井田水文地质边界东以孙氏店支₁断层为界,西至八里铺断层,南起八里营断层,北至孙氏店断层。由此四条断层包围形成封闭的地质小块段,构成独立的水文地质小单元。

井田水文地质条件属中等类型,其中上组煤含水层富水性中等,补给条件不良,下组煤含水层富水性中等,补给条件良好。

含水层与隔水层:

井田内主要含水层有第四系,三灰,十下灰及奥灰含水层,第四系除为含水层外,还是良好的隔水层。此外,石盒子组及奥灰压盖岩层组均是良好的隔水层。

边界水文地质条件与断层导水性:

许厂井田水文地质边界完全由断层构成。西部边界阻水,南部比较弱导水,井田内各含水层主要在北部及东南部接受井田外强富水奥灰水的补给,其中,上组煤系含水层只在孙氏店断层长约 2 km 开口段接受补给,补给面积较小;下组煤系含水层大范围地接受奥灰水补给,补给条件良好。

纵向比较,孙氏店支断层以东含水层接受补给较支断层以西强。

根据济宁煤田奥灰岩溶水专门水文地质勘探报告及许厂矿井达产采区地震(水文)补充勘探报告。

奥灰底鼓水对开采下组煤的影响:

地质部门按规程公式计算的安全隔水层厚度分别为 33.50 m 及 34.65 m,小于正常地段奥灰压盖隔水层厚度 35.21~76.90 m。且还有以下因素有利于阻止奥灰水底鼓:下组煤首先开采 16,煤层其与奥灰之间的压盖隔水层厚度,抵抗奥灰水底鼓的能力强。

经精查补充勘探资料计算并参照相邻矿井实际涌水量资料,根据补充地质报告审查意见;矿井正常涌水量为 200 m³/h,最大涌水量为 360 m³/h。

1.3 煤层特征

1.3.1 煤层

本井田含煤地层为下二迭统山西组和上石炭统太原组，平均总厚 246.33 m，共含煤 25 层，平均总厚 17.27 m，含煤系数 7.2%。其中稳定可采的仅有 3_下煤层，占可采煤层总厚的 79%，主要煤层中 3_下煤层厚度较大，平均厚度为 4.8 m，且埋藏浅，储量丰富，是本井田首采，主采煤层，3_下煤层综合柱状图如图 1-3-1 所示。

按各主要煤层在含煤地层中的位置，地质报告中将 3_下煤划分为可采煤组。现将各煤层赋存情况分述如下：

(1) 3_下煤层。位于山西组下部。该煤层全区赋存稳定。全区范围内属不稳定~较稳定煤层，但在东部可采区范围内，属较稳定煤层。煤层平均厚度为 6.5 m，结构简单。

(2) 15_上煤层。位于太原组中部。该煤层可采点分布比较紊乱，可采范围常呈零星分布，属不稳定煤层，结构简单，偶含夹石。

(3) 16 煤层。位于太原组下部，该煤层层位稳定，对比可靠，煤厚变化小，全区赋存稳定，但结构较复杂，含夹石 0~3 层，多为炭质砂岩、泥岩或粘土岩。

(4) 17 煤层。位于太原组下部。该煤层全区赋存稳定，结构简单，含夹石 0~1 层，多为泥岩或粉砂岩。

上述各可采煤层特征见表 1-3-1。

表 1-3-1 可采煤层特征

煤层名称	厚度（m）	间距（m）	煤层结构		稳定性	顶底板岩性	
	最小~最大 平均	最小~最大 平均	夹石层数	结构		顶板	底板
3 _下	4.41~5.32		0~1	简单	稳定	中砂岩 粉砂岩	泥质岩及粉砂岩
	4.8	109.61~142.58					
15 _上	0~1.41	118.80	0~1	简单	不稳定	石灰岩	粘土岩
	0.52	24.76~44.58					
16	0.52~1.51	35.50	0~3	较简单	稳定	石灰岩	泥质岩及粉砂岩
	0.80						
17	0.50~1.89	1.01~10.35	0~1	简单	稳定	薄层石灰岩 泥岩及粉砂岩	泥质岩及粉砂岩
	0.97	4.35					

1.3.2 煤质

井田内各煤层煤质特征见表 1-3-2。

表 1-3-2 煤层煤质特征表

煤层项目		3 _上	3 _下	15 _上	16	17
水份 W ^f (%)	原煤	<u>0.68~3.28</u> 2.46 (12)	<u>1.19~3.37</u> 2.36 (55)	<u>1.03~2.6</u> 1.93 (35)	<u>0.8~2.24</u> 1.71 (73)	<u>1.24~2.54</u> 1.88 (58)
	精煤	<u>1.85~2.92</u> 2.49 (12)	<u>1.48~3.04</u> 2.44 (55)	<u>1.35~2.70</u> 2.06 (32)	<u>1.07~2.44</u> 1.78 (74)	<u>1.18~2.69</u> 1.91 (58)
灰份 A ^g (%)	原煤	<u>11.58~39.34</u> 22.72 (12)	<u>9.07~24.55</u> 13.78 (55)	<u>7.17~32.54</u> 13.88 (34)	<u>5.26~24.53</u> 12.50 (74)	<u>3.79~21.87</u> 10.07 (57)
	精煤	<u>5.95~9.80</u> 7.80 (12)	<u>4.29~8.55</u> 5.98 (55)	<u>3.38~8.58</u> 5.37 (32)	<u>2.48~8.74</u> 4.50 (74)	<u>1.93~5.69</u> 3.21 (57)
挥发份 V ^v (%)	原煤	<u>37.92~48.11</u> 40.94 (11)	<u>32.14~40.98</u> 36.53 (51)	<u>39.82~45.07</u> 42.64 (33)	<u>40.05~47.72</u> 43.70 (72)	<u>41.91~46.22</u> 43.90 (56)
	精煤	<u>38.69~41.86</u> 40.38 (12)	<u>34.90~43.93</u> 38.32 (54)	<u>40.76~46.28</u> 43.32 (32)	<u>42.29~46.52</u> 44.34 (73)	<u>42.61~46.78</u> 44.48 (58)
硫 S ^g _Q (%)	原煤	<u>0.61~1.70</u> 1.12 (12)	<u>0.36~0.96</u> 0.53 (54)	<u>1.92~7.61</u> 3.51 (33)	<u>2.52~6.91</u> 3.64 (69)	<u>2.26~7.20</u> 3.70 (57)
	精煤	<u>0.60~1.20</u> 0.92 (10)	<u>0.33~0.75</u> 0.49 (51)	<u>1.31~2.83</u> 1.83 (31)	<u>2.51~4.14</u> 3.06 (69)	<u>2.02~3.62</u> 2.67 (57)
焦油产率 T ^g (%)		<u>10.72~12.25</u> 11.48 (2)	<u>8.86~12.91</u> 11.27 (15)	<u>12.68~17.92</u> 15.64 (8)	<u>13.85~18.68</u> 15.81 (21)	<u>14.49~18.97</u> 16.62 (20)
煤灰熔融性 T ₂ (%)		>1500 (2)	<u>1320~>1500</u> 1443 (17)	<u>1085~1250</u> 1142 (7)	<u>1065~1380</u> 1230 (21)	<u>1060~1225</u> 1151 (16)
粘结指数 GRI		<u>67.8~88.4</u> 76.7 (8)	<u>43.5~86.3</u> 71.4 (43)	<u>71.1~95.7</u> 88.0 (23)	<u>90.4~103.0</u> 76.7 (55)	<u>91.9~99.9</u> 96.8 (45)

1.3.3 煤层开采技术条件

(1) 瓦斯。全井田太原组主采煤层瓦斯含量最低，但二氧化碳含量略高于山西组煤层，瓦斯含量与煤层厚度呈正比，在煤层顶底板中虽亦有游离瓦斯存在，但其含量很小。本井田属低瓦斯矿井。

(2) 煤尘。井田内各煤层的火焰长度均大于 200 mm，最大达 750 mm，可燃基挥发分一般都大于 37%。

(3) 煤的自燃。本井田各煤层均有自然发火倾向。

(4) 地温。本井田地温规律是随着深度的增加而升高，在非煤系地层中，低温梯度一般在 2℃/100 m，在煤系地层中，低温梯度较高，一般在 2.6℃/100 m。平均地温梯度 2.3℃/100 m。

(5) 主要煤层顶底板岩性特征。

煤层顶底板岩石的力学性质，见表 1-3-3。

表 1-3-3 煤层顶底板岩石等级划分

岩石等级	岩性	抗拉强度 (kg/cm ³)	容重 (g/cm ³)	普氏硬度
不坚固岩石 I	粘土岩、粉砂岩	<350	1.5~2.7	1~3
中等坚固岩石 II	粉砂岩	350~600	2.3~2.8	3~7
坚固岩石 III	砂岩	600~800	2.4~2.8	7~9
极坚固岩石 IV	石灰岩	>800	2.5~3.0	>9

据此分类，本井田主采煤层中，3_下煤顶底板以坚固岩石为主，次为中等坚固岩石。

各主要煤层顶底板岩石物理力学性质及分类见表 1-3-4。

表 1-3-4 主要煤层顶底板岩石物理力学性质及分类

岩层 层位	岩石名称 （点数）	抗压强度 （kg/cm ³ ）	抗拉强度 （kg/cm ³ ）	容重 （g/cm ³ ）	普氏 系数 （f）	抗剪强度			分类 级别
						正应力		内摩 擦角	
						30°	45°		
3 _下 顶	粉砂岩（4）	474	13	2.56		23	74	35	II
	砂岩（10）	637	26	2.48		90	154	30	III
3 _下 底	粉砂岩（7）	453	19	2.55		31	80	30	II
	砂岩（10）	671	35	2.06	14.0	99	142	27	III
	粉砂岩（6）	186	14	2.57	2.8				I
	石灰岩（4）	972	82	2.65	12.1				IV
	粉砂岩（5）	325	11	2.59	3.0	11	30	27	I

2 井田境界和储量

2.1 井田境界

2.1.1 井田境界确定

煤田范围划分为井田的原则有：

(1) 要充分利用自然条件划分，尽量利用地形、地物、地质构造、水文地质等自然条件，以减少煤柱损失，提高资源采出率，充分保护地面设施；

(2) 要有与矿区开发强度相适应的井田范围，要保证井田范围与矿井生产能力相适应，有足够的储量和 service 年限及合理的尺寸；

(3) 照顾全局，处理好与临矿的关系；

(4) 直线原则，井田的划分应尽量采用直线或折线，有利于矿井的设计和生产管理工作的开展。

根据以上划分原则，以及考虑到矿区煤田内地质构造强度大等原因，本井田在能满足生产开发强度的前提条件下，主要考虑了自然条件原因，将许厂井田四周境界定为：东以煤层露头线为界为界，西以八里铺断层、岱庄井田及 3_下煤层 0m 厚地质线为界，北起孙氏店支₂断层，南至兖菏铁路及济宁市煤柱边界。

2.1.2 井田赋存特征

许厂井田南北长约 8.3 km，东西宽约 4.4km，面积约 27.5km²。整个矿井以孙氏店支₂断层为界分为东西两部分，井田内煤层倾角一般为 2° ~8°，属于近水平煤层，局部为缓倾斜煤层，倾角达到 20°。井田赋存特征示意如图 2-1-1 所示。

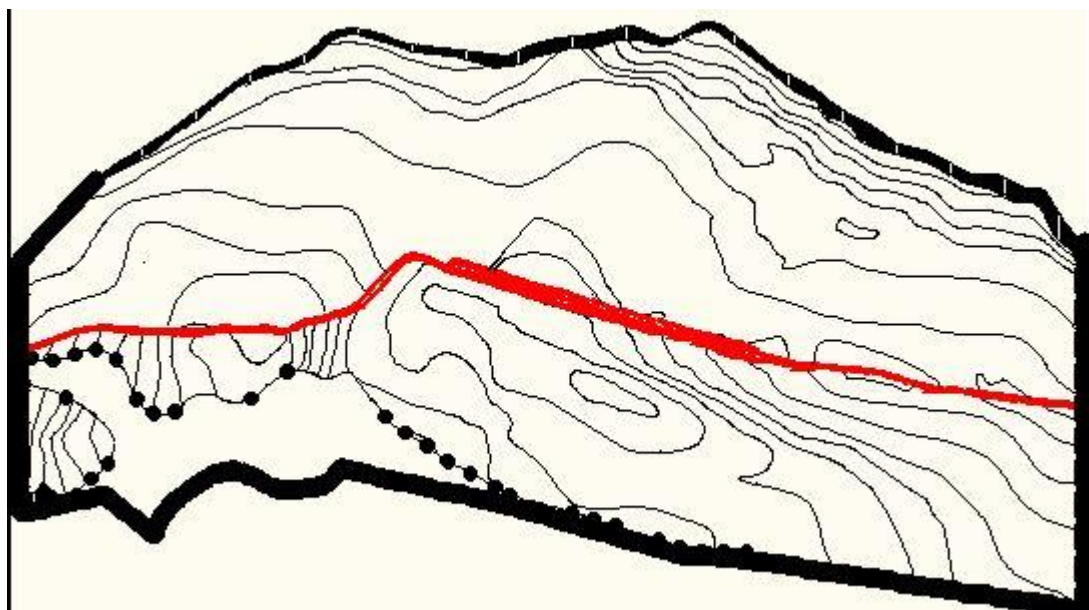


图 2-1-1 许厂井田赋存特征示意图

2.2 矿井工业储量

2.2.1 储量计算基础

- (1) 根据本矿的井田地质勘探报告提供的煤层储量计算图计算；
- (2) 根据《煤炭资源地质勘探规范》和《煤炭工业技术政策》规定：煤层最低可采厚度为 0.70m，原煤灰分 $\leq 40\%$ ；
- (3) 依据国务院过函（1998）5 号文《关于酸雨控制区及二氧化硫污染控制区有关问题的批复》内容要求：禁止新建煤层含硫份大于 3%的矿井。硫份大于 3%的煤层储量列入平衡表外的储量；
- (4) 储量计算厚度：夹石厚度不大于 0.05m 时，与煤分层合并计算，复杂结构煤层的夹石总厚度不超过每分层厚度的 50%时，以各煤分层总厚度作为储量计算厚度；
- (5) 井田内主要煤层稳定，厚度变化不大，煤层产状平缓，勘探工程分布比较均匀，采用地质块段的算术平均法。

2.2.2 储量计算范围

本区下二叠统山西组共含煤 3 层，即煤 2、煤 3_上、煤 3_下，其中 3_上为局部可采煤层，3_下为主要可采煤层平均厚度 5.2m；上石炭统太原组共含煤 22 层，即 4、5、6、8_上、8_下、9、10_上、10_中、10_下、11、12_上、12_中、12_下、14、15_上、15_下、16_上、16_下、17、18_上、18_中、18_下，其中 16_上、17 煤层为可采煤层，平均厚度分别为 0.80m、0.97m，15_上煤层为局部可采煤层，平均厚度仅为 0.52m；此外中石炭统本溪组含薄煤 1 层，即 19 煤层，不可采，又不稳定。

根据许厂煤矿的煤层赋存特征，本矿井设计只开采 3_下煤层，所以以下只做 3_下煤层的储量计算。

2.2.3 地质储量计算

矿井所采煤层为 3_下煤层，采用地质块段法计算其工业储量。根据地质勘探情况，将矿体划分为 A1、A2、B、C、D、E、F、G、H 九个块段，根据公式（2-2-1）所示由每个块段的平均倾角、容重、面积、平均厚度求得每个块段的储量，煤层总储量即为各块段储量之和。

$$Z_Z = \sum_{i=1}^n S_i \cdot M_i \cdot \gamma_i \frac{1}{\cos \alpha_i} \times 10^{-6}$$

（2-2-1）

式中：Z_Z——各块段储量，Mt；

S_i——各块段的面积，m²；

M_i——各块段内煤层的厚度，m；

R_i——各块段内煤的容重，t/m³；

α_i —各块段内煤层的平均倾角。

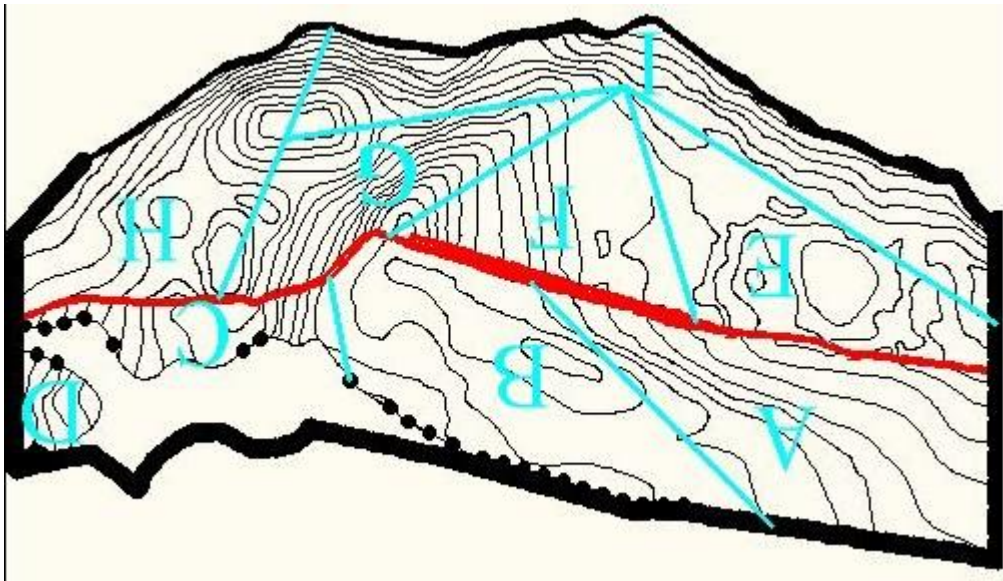


图 2-2-1 地质块段划分示意图

根据 3_下煤层的煤质特征知其容重为 1.35 t/m³，各块段煤层的厚度及倾角根据块段内的钻孔及等高线运用算术平均法进行计算，将各块段煤层的参数代入（2-2-1）式中可得下表 2-2-1：

表 2-2-1 各块段煤层储量

煤层	水平	块段	倾角/(°)	块段面积/m ²	煤厚/m	容重/t/m ³	储量/Mt	总储量/Mt
3 _下	二水平	A	4.1	4580094.66	4.8	1.35	29.75	63.64
		B	1.5	3777111.16	4.8	1.35	24.49	
		C	5.5	993126.87	4.8	1.35	6.46	
		D	5.0	452382.84	4.8	1.35	2.94	
	一水平	E	1.2	2878629.26	4.8	1.35	18.66	90.23
		F	3.0	2207533.58	4.8	1.35	14.33	
		G	8.3	2096964.88	4.8	1.35	13.74	
		H	4.0	3122680.57	4.8	1.35	20.29	
		I	7.8	3550402.69	4.8	1.35	23.22	

所以许厂煤矿矿井地质储量 $Z_z=63.64+90.23=153.87$ （Mt）

2.2.4 矿井工业储量

矿井工业储量是指在井田范围内，经过地质勘探，煤层厚度与质量均合乎开采要求，地质构造比较清楚，目前可供利用的可列入平衡表内的储量。矿井工业

储量是进行矿井设计的资源依据，一般也就是列入平衡表内的储量。

储量的分配探明储量、控制储量、推断储量按 6: 3: 1 分配，经济基础储量、边际经济基础储量按 90%、10%分配，次边际经济基础储量不计。各种储量分配如表 2-2-2 所示。

表 2-2-2 固体矿产资源/储量分类

查明矿产资源	储 量	可采储量	111
		预可采储量	121、122
	基础储量	经济基础储量	111b、121b、122b
		边际经济基础储量	2M11、2M21、2M22
	资源量	次边际经济基础储量	2S11、2S21、2S22
		内蕴经济资源量	331、332、333
潜在矿产资源	资源量	预测的资源量	334?
编码说明	第 1 位数字表示经济意义：1——经济的，2M ——边际经济的，2S——次边际经济的同，3——内蕴经济的，?——经济意义未定的； 第 2 位数表示可行性评价阶段：1——可行性研究，2——预可行性研究，3——概略研究； 第 3 位数表示地质可靠程度：1——探明的，2——控制的，3——推断的，4 ——预测的，b——扣除未设计、采矿损失的可采储量。		

矿井工业储量可用下式计算：

$$Z_g = Z_{111b} + Z_{122b} + Z_{2m11} + Z_{2m22} + Z_{333}k \quad (2-2-2)$$

式中：Z_g——矿井工业资源/储量；

Z_{111b}——探明的资源量中经济的基础储量；

Z_{122b}——控制的资源量中经济的基础储量；

Z_{2m11}——探明的资源量中边际经济的基础储量；

Z_{2m22}——控制的资源量中经济的基础储量；

Z₃₃₃——推断的资源量；

k——可信度系数，取 0.7~0.9。地质构造简单、煤层赋存稳定的矿井，k 值取 0.9；地质构造复杂、煤层赋存不稳定的矿井，k 取 0.7。根据许厂煤矿地质情况取 k 为 0.8。

$$Z_{111b} = Z_z \times 60\% \times 70\% = 64.63 \text{ (Mt)}$$

$$Z_{122b} = Z_z \times 30\% \times 70\% = 32.31 \text{ (Mt)}$$

$$Z_{2m11} = Z_z \times 60\% \times 30\% = 27.69 \text{ (Mt)}$$

$$Z_{2m22} = Z_z \times 30\% \times 30\% = 13.85 \text{ (Mt)}$$

$$Z_{333}k = Z_z \times 10\% \times k = 12.31 \text{ (Mt)}$$

因此将各数代入公式 (2-2-2) 得：

Z_g=150.79 (Mt)，其中按照比例关系可知一水平工业储量为 88.42Mt，二水平工

业储量为 62.37Mt。

2.3 矿井可采储量

矿井可采储量为矿井工业储量减去井田内煤柱损失和开采损失后的储量。

2.3.1 安全煤柱留设原则

(1) 工业场地、井筒留设保护煤柱，对较大的村庄留设保护煤柱，对零星分布的村庄不留设保护煤柱。

(2) 各类保护煤柱按垂直断面法或垂线法确定。用岩层移动角确定工业场地、村庄煤柱。

(3) 维护带宽度：风井场地 20m，村庄 10m，其他 15m。

(4) 孙氏店断层贯穿矿井南北，根据其垂直落差留设保护煤柱，落差大于 100 m 的留设煤柱 100 m，落差 50~100 m 的留 50m，落差 30~50 m 的留 30 m，落差 10~30 m 的留 20 m，断距小于 10 m 不留煤柱；井田境界煤柱宽度为 20m。

(5) 工业场地占地面积，根据《煤矿设计规范中若干条文件修改决定的说明》中第十五条，工业场地占地面积指标见表 2-3-1。

表 2-3-1 工业场地占地面积指标

井 型 (Mt/a)	占地面积指标 (公顷/0.1Mt)
2.4 及以上	1.0
1.2~1.8	1.2
0.45~0.9	1.5
0.09~0.3	1.8

2.3.2 永久煤柱及保护煤柱损失量

1.断层保护煤柱

按照《煤矿安全规程》的有关要求，井田边界内侧暂留 20m 宽度作为边界煤柱，井田边界（断层）保护煤柱损失按公式（2-3-1）计算。

$$P=H\times L\times m\times \gamma/\cos\alpha\times 10^{-6} \tag{2-3-1}$$

式中：P——井田边界（断层）保护煤柱损失，Mt。

H——井田边界（断层）保护煤柱宽度，m；

L——井田边界长度，m；

m——煤层厚度，m；

γ——煤层容重，t/m³；

α——煤层的倾角，°。

孙氏店支 2 断层、孙氏店支 2-1 贯穿井田南北，根据公式（2-3-1）可计算不同落差范围内的断层保护煤柱，断层断层煤柱损失量汇总如表 2-3-2 所示。

表 2-3-2 断层煤柱损失量汇总表

水平	断层名称	煤柱宽 (m)	煤柱长 (m)	煤的容 重(t/m^3)	煤厚 (m)	煤柱 损失 (Mt)	总损失 量 (Mt)
一 水 平	孙氏店支 2 断层 1	50	5412.53	1.35	4.8	1.77	3.83
	孙氏店支 2 断层 2	100	608.93	1.35	4.8	0.40	
	孙氏店支 2-1 断层	100	2538.06	1.35	4.8	1.66	
二 水 平	孙氏店支 2 断层 1	50	5412.53	1.35	4.8	1.77	3.21
	孙氏店支 2 断层 2	100	608.93	1.35	4.8	0.40	
	孙氏店支 2-1 断层	50	3201.76	1.35	4.8	1.04	

2.边界保护煤柱

根据 CAD 相关命令量得煤矿可留煤柱的边界长度为：一水平 11025.14m，二水平 11482.97m，煤层厚度 4.8，煤层容重 1.35 t/m^3 ，煤层倾角取 6°，将数据代入公式（2-3-1）得一、二水平的边界保护煤柱分别为：1.44Mt、1.50Mt。

3.工业场地保护煤柱

工业场地占地面积，根据《煤矿设计规范中若干条文件修改决定的说明》中第十五条，工业场地占地面积指标见表 2-3-1，建筑物维护带宽度见表 2-3-3。

表 2-3-3 建筑物保护煤柱的围护带宽度

建筑物保护等级	围护带宽度 / m	建筑物保护等级	围护带宽度 / m
I	20	III	10
II	15	IV	5

本矿井设计生产能力为 150 Mt/a,据表 2-3-3 所示工业广场的面积取 18 公顷，设计工业广场为 450m×400m 的长方形，考虑井底车场的布置选取工业广场与孙氏支 2 断层走向方向夹角 29°设计长度为 450m，另一边长 400m，如表 2-3-3 所示，工业广场保护留围护带宽度按建筑物保护等级 I 级标准 20m 进行计算。工业广场中心位于 A6-4 钻孔西北约 500m 处,地面标高 40m,松散层厚度约为 190m，本矿井的地质条件及冲积层和基岩层移动角见表 2-3-4。设计采取垂直剖面法计算工业场地保护煤柱面积，如图 2-3-1 所示。

表 2-3-4 许厂煤矿地质条件及移动角

地质采矿条件				基岩移动角/ (°)			松散层移动角/ (°)
广场中心深度 /m	煤层倾角/ (°)	煤层厚度 /m	松散层厚度 /m	β	δ	γ	ψ
-225	3	4.8	190	75	75	75	45

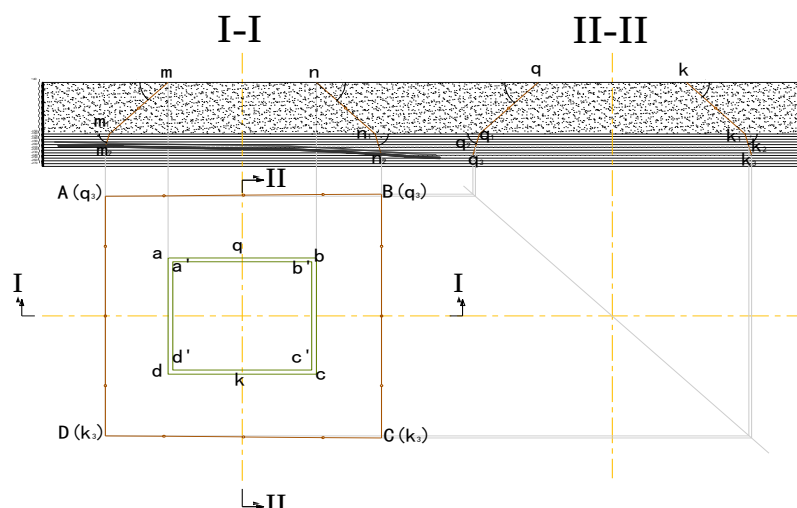


图 2-3-1 垂直剖面法留设工业广场保护煤柱

由 CAD 设计图可得出保护煤柱区域 ABCD 的水平投影面积为 478462.51m^2 ，则工业场地实际压煤面积为：

$$S=809683.61/\cos 3^{\circ} \approx 810794.78 \left(\text{m}^2\right)$$

工业广场的保护煤柱损失量为：

$$Z_z=S \times M \times \gamma \times 10^{-6} \quad (2-3-2)$$

式中： Z_z ——工业广场煤柱量，Mt；

S ——工业广场压煤面积， m^2 ；

M ——煤层厚度，4.80m；

γ ——煤的容重， $1.35\text{t}/\text{m}^3$ 。

则： $Z_z=5.25(\text{Mt})$

4.村庄和铁路保护煤柱

矿井东南部是村庄、学校等建筑物聚集区，济北矿区专用铁路东西横跨矿井中央，327 国道沿矿井东南部穿过，矿井其它地方还存有零星的建筑物。矿井东南部建筑物聚集区的煤层赋存稳定，平均厚度 4.77m，压煤面积大，压煤量 400Mt 左右，设计采用迁村采煤，其它零星的建筑也不再留设保护煤柱。327 国道、济北矿区专用铁路下压煤根据地质特征和采煤厚度采用全部跨落法或部分充填开采。

5.井筒保护煤柱

许厂煤矿设计共使用 4 个井筒，分别为主立井、副立井、北部回风立井、西部边界回风立井，其中立井、副立井位于工业广场内不再计算保护煤柱；按照《建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程（2000 版）》中参数规定，取回风立井工业场地为 $50\text{m} \times 10\text{m}$ ，维护带宽度 15m，根据相关地质参数同样采用垂直剖面法计算北部风井、西部边界风井压煤量分别为：1.20Mt、0.46Mt。

6.大巷保护煤柱

许厂煤矿采用多（两个）水平开拓方式，煤层赋存较厚平均达到 4.8m，煤层底板岩石坚硬，为减少煤炭损失、增加经济效益，经过简单比较后，设计拟采取一、二水平大巷均沿距煤层底板 20~30m 垂距的岩石掘进，不再留设大巷保护煤柱。

矿井设计资源储量按式（2-3-3）计算：

$$Z_s = Z_g - P_1 \quad (2-3-3)$$

式中：Z_g——矿井工业资源/储量；

Z_s——矿井设计资源/储量；

P₁——断层煤柱、防水煤柱、井田境界煤柱、地面建筑煤柱等永久煤柱损失量之和。

矿井设计可采储量按公式（2-3-3）计算：

$$Z_k = (Z_s - P_2)C \quad (2-3-4)$$

式中 Z_k——矿井设计可采储量；

P₂——工业场地和主要井巷煤柱损失量之和；

C——采区采出率，厚煤层不小于 75%；中厚煤层不小于 80%；薄煤层不小于 85%。

许厂矿井东西部煤层赋存差异大，孙氏店支 2 断层以东煤层赋存稳定，断层以西煤层赋存变化较大，部分存在煤层尖灭现象，故对于采区采出率 C 取值 0.8。

根据公式（2-3-3）、（2-3-4）及上面的计算结果可得矿井各水平的设计储量、设计开采储量、设计开采损失等，如下表 2-3-5 所示。

表 2-3-5 矿井可采储量表（单位：Mt）

水平	工业资源储量	永久煤柱			设计资源储量	保护煤柱			设计开采储量	设计开采损失
		断层	井田边界	其它		工业广场	井筒	巷道		
一水平	88.42	3.83	1.44	0	83.15	5.25	1.20	0	61.36	15.34
二水平	62.37	3.21	1.50	0	57.66	0	0.46	0	45.76	11.44
合计	150.79	7.04	2.94	0	140.81	5.25	1.66	0	107.12	26.78

3 矿井工作制度、设计生产能力及服务年限

3.1 矿井工作制度

根据《煤炭工业矿井设计规范》相关规定，确定矿井设计年工作日为 330 天，工作制度采用“三八制”，每天三班作业，二班生产，一班准备，每班工作 8 小时。

矿井每昼夜净提升时间为 16 小时。

3.2 矿井设计生产能力及服务年限

3.2.1 确定依据

《煤炭工业矿井设计规范》第 2.2.1 条规定：矿井设计生产能力应根据资源条件、开采条件、技术装备、经济效益及国家对煤炭的需求等因素，经多方案比较或系统优化后确定。

矿区规模可依据以下条件确定：

(1) 资源情况：煤田地质条件简单，储量丰富，应加大矿区规模，建设大型矿井，煤田地质条件复杂，储量有限，则不能将矿区规模定得太大；

(2) 开发条件：包括矿区所处地理位置（是否靠近老矿区及大城市），交通（铁路、公路、水运），用户，供电，供水，建筑材料及劳动力来源等。条件好者，应加大开发强度和矿区规模，否则应缩小规模；

(3) 国家需求：对国家煤炭需求量（包括煤中煤质、产量等）的预测是确定矿区规模的一个重要依据；

(4) 投资效果：投资少、工期短、生产成本低、效率高、投资回收期短的应加大矿区规模，反之则缩小规模。

3.2.2 矿井设计生产能力

根据本矿井上述特点，设计对矿井生产规模提出了 1.2 Mt/a、1.5Mt/a、1.8 Mt/a 三个方案，经分析比较，设计认为生产能力确定为 1.5Mt/a 比较合适。其主要理由分述如下：

煤炭资源量及矿井服务年限

本矿井经计算，可采储量为 107.12 Mt，井型为 1.2Mt/a、1.5 Mt/a、1.8 Mt/a 时的服务年限分别为 89.26a、71.41a、58.51a。可以看出，井型为 1.8 Mt/a 时的矿井服务年限偏短，不能满足规范要求；1.2 Mt/a 时的矿井服务年限偏长；1.5 Mt/a 时的矿井服务年限比较合适。

1.与回采工作面数目及装备相匹配

从煤层赋存状况来看，各煤层以中厚、厚煤层为主，煤层厚度变化不大。根据本矿井开采条件来看，井型为 1.8 Mt/a 时的回采工作面单产量偏高，不能确保矿井设计生产能力；1.2 Mt/a 时的回采工作面单产量偏低，不能充分发挥综采设

备的效能；1.5Mt/a 时的回采工作面单产量比较合适。板条件好，易于管理；煤厚平均 4.8 m，倾角较缓，一般在 2~8° 左右，是较理想的高产煤层；井田内水文地质条件比较简单，瓦斯低，煤层不自燃等，也为提高矿井生产能力提供了先决条件。

2.技术装备及水平

根据许厂井田主采煤层 3_下煤层的赋存状况，非常适于综合机械化开采。以目前相邻矿井的生产经验，综采工作面单产一般可达到 1.50 Mt/a。因此，生产能力确定为 1.50 Mt/a，可充分发挥矿井技术装备的能力。

3.经济效益

由于井田内表土层厚，井筒施工困难，建设费用高，所以应尽可能的提高矿井生产能力，以减少吨煤投资，提高经济效益。生产能力 1.5 Mt/a 和 1.2 Mt/a 相比，其矿井开拓工程量基本不增加，显然，1.5 Mt/a 的矿井生产能力可以降低吨煤投资，实现经济效益的最大化。所以，矿井生产能力 1.5Mt/a 较为合适。

根据以上分析，设计最终确定本矿井设计生产能力为 1.5Mt/a。

3.2.3 矿井服务年限

矿井服务年限必须与井型相适应。矿井可采储量 Z_k 、设计生产能力 A 矿井服务年限 T 三者之间的关系为：

$$T=Z_k/(A\times K) \quad (3-2-1)$$

式中： T ——矿井服务年限；

Z_k ——矿井可采储量，万 t；

A ——设计生产能力，万 t；

K ——矿井储量备用系数，取 1.3。

则矿井服务年限为：

$$T=10712/(150\times 1.3) = 54.93a$$

第一水平服务年限：

$$T=6136/(150\times 1.3) = 31.47a$$

3.2.4 井型校核

按矿井的实际煤层开采能力、辅助生产能力、储量条件及安全条件等因素对井型进行校核：

1.煤层开采能力

井田内 3_下煤平均 4.8m，为厚煤层，赋存稳定，厚度变化不大。根据现代化矿井“一矿一井一面”的发展模式，可以布置一个综采工作面保产。

2.辅助生产环节的能力校核

矿井设计为大型矿井，开拓方式为立井两水平。主井采用箕斗提煤，副立井采用罐笼辅助运输。运煤能力和大型设备的下放可以达到设计井型的要求。工作面生产的原煤转载后经主井箕斗提升至地面，运输能力大，自动化程度高。副井采用罐笼提升、下放物料，能满足大型设备的下放与提升。辅助运输大巷采用单轨吊或卡规车运输，调度方便灵活，能适应较大坡度的辅助运输。

3.通风安全条件的校核

矿井煤尘无爆炸危险性，属低瓦斯矿井。矿井通风方式为：前期中央并列式通风，后期采用中央边界式通风，可以满足通风需要。

矿井的设计生产能力与整个矿井的工业储量相适应，有足够的服务年限，满足《煤炭工业矿井设计规范》要求的大于 1.2Mt 小于 3.0Mt 的矿井服务年限不得小于 50 年的规定；符合《煤炭工业矿井设计规范》要求的大于 1.2M t 小于 3.0Mt 的矿井第一水平服务年限不得小于 25 年的规定。

表 3-2-1 新建矿井设计服务年限

矿井设计生产能力 (Mt/a)	矿井设计服务年限(a)	第一开采水平设计服务年限(a)		
		煤层倾角<25°	煤层倾角 25° ~45°	煤层倾角>45°
6.0 及以上	70	35	—	—
3.0~5.0	60	30	—	—
1.2~2.4	50	25	20	15
0.45~0.9	40	20	15	15

4 井田开拓

4.1 井田开拓的基本问题

井田开拓是指在井田范围内，为了采煤，从地面向地下开拓一系列巷道进入煤体，建立矿井提升、运输、通风、排水和动力供应等生产系统。这些用于开拓的井下巷道的形式、数量、位置及其相互联系和配合称为开拓方式。合理的开拓方式，需要对技术可行的几种开拓方式进行技术经济比较，才能确定。

井田开拓主要研究如何布置开拓巷道等问题，具体有下列几个问题需认真研究。

- 1) 确定井筒的形式、数目和配置，合理选择井筒及工业场地的位置；
- 2) 合理确定开采水平的数目和位置；
- 3) 布置大巷及井底车场；
- 4) 确定矿井开采顺序，做好开采水平的接替；
- 5) 进行矿井开拓延深、深部开拓及技术改造；
- 6) 合理确定矿井通风、运输及供电系统。

确定开拓问题，需根据国家政策，综合考虑地质、开采技术等诸多条件，经全面比较后才能确定合理的方案。在解决开拓问题时，应遵循下列原则：

- 1) 贯彻执行国家有关煤炭工业的技术政策，为早出煤、出好煤高产高效创造条件。在保证生产可靠和安全的条件下减少开拓工程量；尤其是初期建设工程量，节约基建投资，加快矿井建设。
- 2) 合理集中开拓部署，简化生产系统，避免生产分散，做到合理集中生产。
- 3) 合理开发国家资源，减少煤炭损失。
- 4) 必须贯彻执行煤矿安全生产的有关规定。要建立良好的通风、运输、供电系统，创造良好的生产条件，减少巷道维护量，使主要巷道经常保持良好状态。
- 5) 要适应当前国家的技术水平和设备供应情况，并为采用新技术、新工艺、发展采煤机械化、综掘机械化、自动化创造条件。
- 6) 根据用户需要，应照顾到不同煤质、煤种的煤层分别开采，以及其它有益矿物的综合开采。

4.1.1 确定井筒形式、数目、位置及坐标

1) 井筒形式的确定

井筒形式有三种：平硐、斜井、立井。一般情况下，平硐最简单，斜井次之，立井最复杂。

平硐开拓受地形迹埋藏条件限制，只有在地形条件合适，煤层赋存较高的山岭、丘陵或沟谷地区，且便于布置工业场地和引进铁路，上山部分储量大致能满足同类井型水平服务年限要求。

斜井开拓与立井开拓相比：井筒施工工艺、施工设备与工序比较简单，掘进速度快，井筒施工单价低，初期投资少；地面工业建筑、井筒装备、井底车场及

硐室都比立井简单，井筒延伸施工方便，对生产干扰少，不易受底板含水层的威胁；主提升胶带化有相当大的提升能力，可满足特大型矿井主提升的需要；斜井井筒可作为安全出口，井下一旦发生透水事故等，人员可迅速从井筒撤离。缺点是：斜井井筒长辅助提升能力少，提升深度有限；通风路线长、阻力大、管线长度大；斜井井筒通过富含水层、流沙层施工技术复杂。

立井开拓不受煤层倾角、厚度、深度、瓦斯及水文等自然条件的限制，在采深相同的条件下，立井井筒短，提升速度快，提升能力大，对辅助提升特别有利，井筒断面大，可满足高瓦斯矿井、煤与瓦斯突出矿井需风量的要求，且阻力小，对深井开拓极为有利；当表土层为富含水层或流沙层时，立井井筒比斜井容易施工；对地质构造和煤层产状均特别复杂的井田，能兼顾深部和浅部不同产状的煤层。主要缺点是立井井筒施工技术复杂，需用设备多，要求有较高的技术水平，井筒装备复杂，掘进速度慢，基本建设投资大。

本矿井煤层倾角较小，平均 8° ；为缓倾斜煤层；水文地质情况也比较简单，涌水量较小，地势平坦，煤层赋存较浅；由于受地形条件限制，因此采用立井开拓。

2) 井筒位置的确定

井筒位置的确定原则：

有利于第一水平的开采，并兼顾其他水平，有利于井底车场和主要运输大巷的布置，石门工程量少；

有利于首采区布置在井筒附近的富煤阶段，首采区少迁村或不迁村；

井田两翼储量基本平衡；

井筒不宜穿过厚表土层、厚含水层、断层破碎带、煤与瓦斯突出煤层或软弱岩层；

工业广场应充分利用地形，有良好的工程地质条件，且避开高山、低洼和采空区，不受崖崩滑坡和洪水威胁；

工业广场宜少占耕地，少压煤；

距水源、电源较近，矿井铁路专用线短，道路布置合理。

综合考虑以上各方面原因，经方案比较确定主、副井筒位置在井田中央。

4.1.2 工业场地的位置

工业场地的位置选择在主、副井井口附近，即井田的中央位置。

工业场地的形状和面积：根据工业场地占地面积规定， $0.6 \sim 1.1$ 公顷/10 万吨。又考虑到目前建筑逐渐高层化，所以取占地面积系数为 0.67。故确定地面工业场地的占地面积为 18 公顷，形状为矩形，长边平行于井田走向，长为 450 m，宽为 400 m。

4.1.3 开采水平的确定及带区划分

许厂井田主采煤层为 $3_{\text{下}}$ 煤层，南北长约 8.3 km，东西宽约 4.4 km，面积约

27.5km²。整个矿井以孙氏店支₂断层为界分为东西两部分,东西落差局部达到 100m 井田内煤层倾角一般为 2°~8°,属于近水平煤层,局部为缓倾斜煤层,倾角达到 20°。故设计为两水平开采。矿井的生产能力为 1.5 Mt/a。可采储量为 107.12 Mt,服务年限为 54.93 a。

4.1.4 主要开拓巷道

3_F煤层平均厚度为 4.80m,赋存稳定,底板起伏不大,为近水平煤层,煤层厚度大,服务年限长。矿井开拓大巷布置在岩层中;留大煤柱护巷,大巷间距 30 m,大巷两侧留 50m 保护煤柱。两水平大巷均位于井田中央,距离断层 100m,沿断层布置。

4.1.5 方案比较

1) 提出方案

根据以上分析,现提出以下四种在技术上可行的开拓方案,分述如下:

方案一:立井两水平直接延伸(两水平共用一个风井中央并列式通风)开拓主、副井井筒均为立井,布置于井田中央,设两个水平,直接延伸,采用带区式和采区式混合开采。大巷布置在距离煤层底板 30m 的岩层中。两水平共用一个风井中央并列式通风。如图 4-1-1。

方案二:立井两水平暗斜井延伸(两水平共用一个风井中央并列式通风)开拓

主、副井井筒均为立井,布置于井田中央,设两个水平,暗斜井延伸,采用带区式和采区式混合开采。大巷布置在距离煤层底板 30m 的岩层中。两水平共用一个风井中央并列式通风。如图 4-1-2。

方案三:立井两水平直接延伸(一水平两翼对角式通风二水平中央并列式通风)开拓

主、副井井筒均为立井,布置于井田中央,设两个水平,直接延伸,采用带区式和采区式混合开采。大巷布置在距离煤层底板 30m 的岩层中。一水平两翼对角式通风二水平中央并列式通风。如图 4-2-1。

方案四:立井两水平暗斜井延伸(一水平两翼对角式通风二水平中央并列式通风)开拓方式

主、副井井筒均为立井,布置于井田中央,设两个水平,暗斜井延伸,采用带区式和采区式混合开采。大巷布置在距离煤层底板 30m 的岩层中。一水平两翼对角式通风二水平中央并列式通风。如图 4-2-2。

所提四个方案大巷水平数目相同,区别在于风井数量和位置,大巷长度和部分基建、生产费用不同。

方案一、二的区别在于延伸方式,井底车场的不同。方案一、三水平主副井均为立井,立井开拓不受煤层倾角、厚度、深度、瓦斯及水文等自然条件的限制,主要缺点是井筒施工技术复杂,需用设备多,要求有较高的技术水平,掘进速度

慢，基建投资大，主要区别在于风井的数量和位置不同；方案二、四均为暗斜井延伸，暗斜井延伸，生产与施工的相互干扰小；适应性强，可按有利于下部水平开采进行布置；地表表土层厚度较大，煤层埋深较深，井田内 3_下煤层厚度大、倾角小、赋存稳定，涌水量小，立井的优点突出，经过以上技术分析、比较，再结合粗略估算费用结果（见表 4-2），在方案一、三中选择方案一：两立井开拓。

方案三、四主要区别也是在主井井筒形式不同，如上技术分析、比较，再结合粗略估算费用结果（见表 4-1），在方案三、四中选择方案三：两立井开拓。

2) 经济比较

方案有差别的建井工程量、生产经营工程量、基建费、生产经营费和经济比较结果，分别计算汇总于下列表中：见表 4-2、表 4-3、表 4-4、表 4-5 和表 4-6。

在上述经济比较中需要说明以下几点：

- 1.两方案大巷布置数目及位置相同，均在煤层底板的岩层中，一条岩层运输大巷，一条轨道大巷；
- 2.大巷均布置在岩层中，维护费用较低，故未对比其维护费用的差别；
- 3.主、辅运输大巷断面大小不同，大巷维护费用按平均维护费用估算

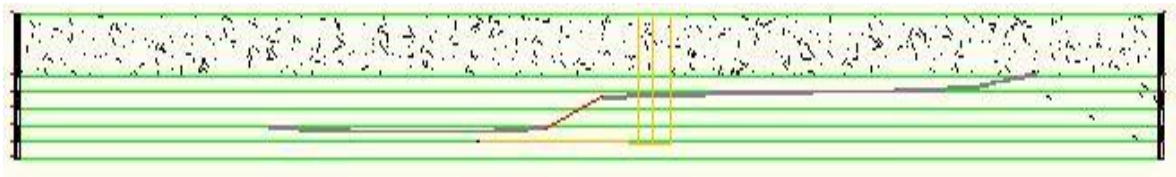


图 4-1-1 开拓方案一

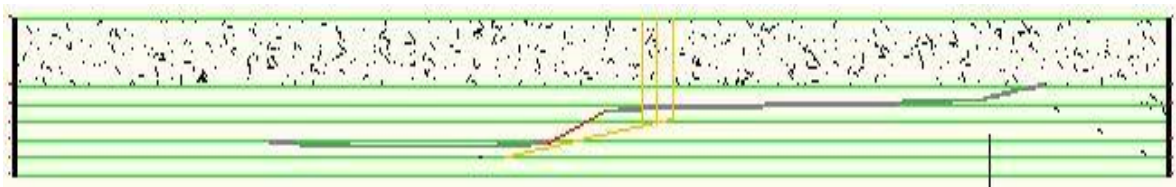


图 4-1-2 开拓方案二

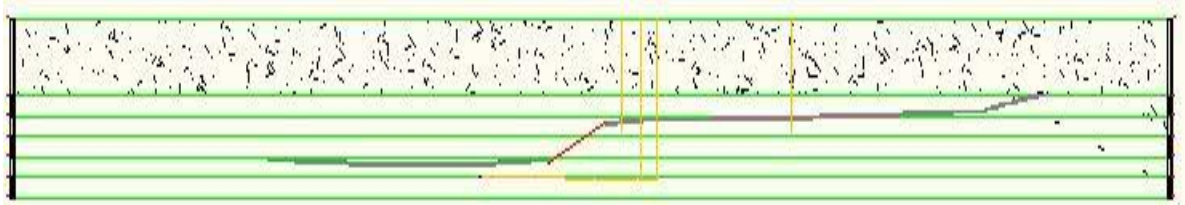


图 4-2-1 开拓方案三

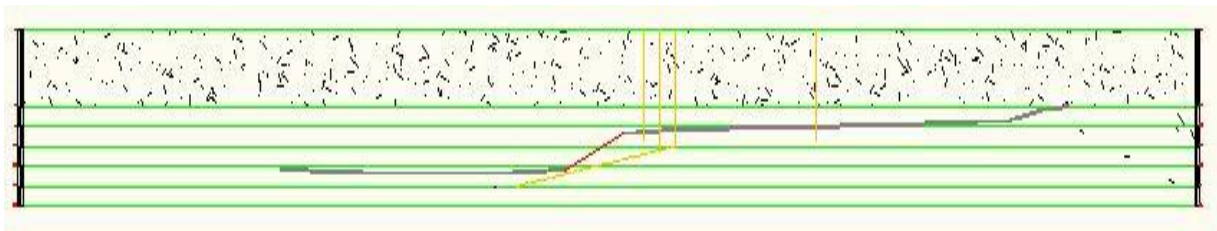


图 4-2-2 开拓方案四

各方案粗略估算费用表(单位: 万元)

	项目		方案一	方案二	方案三	方案四
	主井	表土段	190	190	190	190
初期 /m		基岩段	80	80	80	80
	副井	表土段	190	190	190	190
		基岩段	70	70	70	70
	风井	表土段	190	190	190+190	190+190
		基岩段	80	80	10+30	10+30
	井底车场		1000	1000	1000	1000
	大巷	辅助大巷 (岩巷)	7156	7156	7156	7156
		运输大巷 (岩巷)	7156	7156	7156	7156
		回风大巷 (岩巷)	7156	7156	7156	7156
	主井	基岩段	100	220(斜井)	100	220(斜井)
后期 /m	副井	基岩段	90	220(斜井)	90	220(斜井)
	风井	基岩段	100	220(斜井)	100	220(斜井)
	井底车场		1000	600	1000	600
	石门		500+500 +500	0	500+500+ 500	0
	大巷	辅助大巷 (岩巷)	5480	5480	5480	5480
		运输大巷 (岩巷)	5480	5480	5480	5480
		回风大巷 (岩巷)	5480	5480	5480	5480

表 4-1 建井工程量

项目			方案三	方案四
初期 基建 费/ 万元	主井 井筒	表土段	190×14983.7=284.69	190×14983.7=284.69
		基岩段	80×5462.0=43.70	80×5462.0=43.70
	副井 井筒	表土段	190×21482.9=408.18	190×21482.9=408.18
		基岩段	70×5462.0=38.23	70×5462.0=38.23
	风井 井筒	表土段	380×15493.3=588.75	380×15493.3=588.75
		基岩段	40×5962.0=23.85	40×5962.0=23.85
	井底车场		1000×3600.0=360.00	1000×3600.0=360.00
	石门开凿		0	0
大巷		21468×3800.0=8157.84	21468×3800.0=8157.84	
小计			9905.19	9905.19
后期 基建 费/ 万元	主暗（斜、立）井		100×5462.0=54.62	220×4700.7=103.42
	副暗（斜、立）井		90×8705.1=78.35	220×10075.8=221.67
	井底车场		1000×3600.0=360.00	600×3600.0=216.00
	石门开凿		1000×3800=380.00	0
	大巷		10960×3800.0=4164.80	10960×3800.0=4164.80
小计			5037.77	4705.89
生产 费/ 万元	立井提升		1.2× （6136×0.27+4576×0.37） ×1.70=6833.67	1.2×10712×0.37×1.70=8085.4 2
	石门运输 （暗斜井提 升）		1.2× （6136×1.16+4576×0.28） ×0.762=7680.08	1.2×（6136×1.2+4576×0.28） ×0.762=7904.51
	矿井排水		200×24×365×71.4×0.305× 10 ⁻⁴ =3815.33	200×24×365×71.4×0.305×10 ⁻⁴ =3815.33
小计			18329.08	19805.26

方案			方案一	方案二
初期基建费/ 万元	主井井筒	表土段	190×14983.7=284.69	190×14983.7=284.69
		基岩段	80×5462.0=43.70	80×5462.0=43.70
	副井井筒	表土段	190×21482.9=408.18	190×21482.9=408.18
		基岩段	70×5462.0=38.23	70×5462.0=38.23
	风井井筒	表土段	190×15493.3=294.37	190×15493.3=294.37
		基岩段	80×5962.0=47.70	80×5962.0=47.70
	井底车场		1000×3600.0=360.00	1000×3600.0=360.00
	大巷		21468×3800.0=8157.84	21468×3800.0=8157.84
小计			9634.71	9634.71
后期基建费/ 万元	主暗(斜、立)井		100×5462.0=54.62	220×4700.7=103.42
	副暗(斜、立)井		90×8705.1=78.35	220×10075.8=221.67
	井底车场		1000×3600.0=360.00	600×3600.0=216.00
	石门开凿		1000×3800=380.00	0
	大巷		10960×3800.0=4164.80	10960×3800.0=4164.80
小计			5037.77	4705.89
生产费/ 万元	立井提升		1.2×(6136×0.27+4576×0.37)×1.70=6833.67	1.2×10712×0.37×1.70=8085.42
	石门运输(暗斜井提升)		1.2×(6136×1.16+4576×0.28)×0.762=7680.08	1.2×(6136×1.2+4576×0.28)×0.762=7904.51
	矿井排水		180×24×365×71.4×0.305×10 ⁻⁴ =3815.33	180×24×365×71.4×0.305×10 ⁻⁴ =3815.33
				18329.08

表 4-2

方案	初期基建费/万元	百分比	后期基建费/万元	百分比	生产经营费/万元	百分比	总费用/万元	百分比
方案一	9634.71	100%	5037.77	107.1%	18329.08	100%	33001.56	100%
方案二	9634.71	100%	4705.89	100%	19805.26	108.1%	34145.86	104.0%
方案三	9905.19	105.1%	5037.77	107.1%	18329.08	100%	33272.04	101.0%
方案四	9905.19	105.1%	4705.89	100%	19805.26	108.1%	34416.34	105.0%

表 4-3

项目			方案三	方案一
初期基建费/万元	主井井筒	表土段	190×14983.7=284.69	190×14983.7=284.69
		基岩段	80×5462.0=43.70	80×5462.0=43.70
	副井井筒	表土段	190×21482.9=408.18	190×21482.9=408.18
		基岩段	70×5462.0=38.23	70×5462.0=38.23
	风井井筒	表土段	190×15493.3=294.37	380×15493.3=588.75
		基岩段	80×5962.0=47.70	40×5962.0=23.85
	井底车场		1000×3600.0=360.00	1000×3600.0=360.00
	石门开凿		0	0
	大巷		21468×3800.0=8157.84	21468×3800.0=8157.84
小计			9634.71	9905.19
后期基建费/万元	100×5462.0=54.62		100×5462.0=54.62	100×5462.0=54.62
	90×8705.1=78.35		90×8705.1=78.35	90×8705.1=78.35
	1000×3600.0=360.00		1000×3600.0=360.00	1000×3600.0=360.00
	1000×3800=3800.0		1000×3800=380.00	1000×3800=380.00
	10960×3800.0=4164.80		10960×3800.0=4164.80	10960×3800.0=4164.80
小计			5037.77	4705.89

表 4-4

项目		方案一			方案三			
运输提升(万 t·km)		工程量 (m)	单价 (元·m ⁻¹)	费用 (万元)	工程量 (m)	单价 (元·m ⁻¹)	费用 (万元)	
一带区	一分带	4835.99	0.55	2659.79	4835.99	0.55	2659.79	
	二分带	4045.01	0.55	2224.75	4045.01	0.55	2224.75	
	三分带	3273.08	0.55	1800.19	3273.08	0.55	1800.19	
	四分带	2440.06	0.55	1342.03	2440.06	0.55	1342.03	
	五分带	1595.07	0.55	877.29	1595.07	0.55	877.29	
	六分带	788.41	0.55	433.63	788.41	0.55	433.63	
二带区	一分带	4574.74	0.55	2516.11	2287.37	0.75	1715.53	
	二分带	4102.24	0.55	2256.23	1624.87	0.75	1218.65	
	三分带	3195.13	0.55	1757.32	798.78	0.75	599.09	
	四分带	2348.46	0.55	1291.65	782.82	0.75	587.12	
	五分带	1553.45	0.55	854.40	1553.45	0.75	1165.09	
	六分带	761.28	0.55	418.70	2283.85	0.75	1712.89	
三带区	一分带	2190.09	0.55	1204.55	2190.09	0.75	1642.57	
	二分带	3754.68	0.55	2065.07	3754.68	0.75	2816.01	
	三分带	4157.16	0.55	2286.44	4157.16	0.75	3117.87	
	四分带	2953.54	0.55	1624.47	2953.54	0.75	2215.16	
	五分带	2188.37	0.55	1203.60	2188.37	0.75	1641.28	
	六分带	931.74	0.55	512.46	931.74	0.75	698.81	
小计		18023.08			18023.08			
大巷和石门运输		0.93	38	35.34	大巷石门运输	0.98	38	37.24
立井提升		0.43	85	36.55	立井提升	0.43	85	36.55
排水/(万 m ³)		0.90	15	13.5	排水 (万 m ³)	0.90	15	13.5
合计		18329.08			18329.08			

表 4-5 生产经营费

方案	方案一		方案三	
项 目	费用(万元)	百分率(%)	费用(万元)	百分率(%)
初期建井费	658.06	100.0%	658.06	100.0%
基建工程费	14611.08	100.0%	14672.48	100.1%
生产经营费	18329.08	100.0%	18329.08	100.4%
总 费 用	37757.7	100.0%	37804.36	100.1%

表 4-6 费用汇总表

由上述表格显示,经过详细的经济技术比较,可以看出方案一是相对于其他方案最合理的。即本矿井所采用的开拓方式为方案一:立井两水平直接延伸(两水平共用一个风井中央并列式通风)开拓

4.2 矿井基本巷道

4.2.1 井筒

矿井共有三个井筒,分别为主立井、副立井、中央风立井。

1) 主立井

位于矿井工业场地,担负全矿井 1.5 Mt/a 的煤炭运输。井筒内装备两对 12 t 箕斗。井筒断面为半圆拱形,净断面面积为 15.90 m^2 ,表土层段掘进毛断面面积为 28.27 m^2 ,基岩掘进断面面积为 21.24 m^2 ,井筒断面布置如图 4-3。

2) 副立井

位于矿井工业场地,担负全矿的材料和设备提升。井筒内设有两趟排水管路,并敷设动力电缆。井筒断面形状为圆形,净断面面积为 28.27 m^2 ,表土层掘进断面面积为 41.85 m^2 ,基岩掘进毛断面面积为 41.85 m^2 ,井筒断面布置如图 4-4。

3) 中央风立井

进风立井位于矿井工业场地,井筒净直径 6.0m,担负矿井部分进风风量,内设玻璃钢梯子间作为安全出口,井筒断面布置如图 4-5。

根据后面通风设计部分的风速验算,各井筒风速均符合《煤炭工业设计规范》和《煤矿安全规程的规定》规定。

4.2.2 井底车场及硐室

矿井为立井开拓,煤炭由箕斗运至地面;物料经副立井运至井底车场,在井底车场换装,由电机车运到采区或带区。

1) 井底车场的形式和布置方式

根据矿井开拓方式,立井和大巷的相对位置关系,确定为卧式环形井底车场,大巷辅助运输为电机车牵引运输,井底车场布置如图 4-6。

2) 空重车线长度

井底车场空、重车线调车线长度按 1.5 倍列车长度考虑，一列矿车为 20 个车厢，采用 1t 固定箱式矿车，型号为 MG1.7-9B，外形尺寸（长×宽×高）2400×1150×1150（mm），故取调车线长度为 100 m。

3) 调车方式

井底车场内设 2 台无极绳绞车（轨道），车场内的材料设备、集装箱平板车由架电式电机车牵引，重车顶入卸载站，机车返回井底车场存车线。

两翼大巷驶入井底车场的矿车在存车场存放，该处同时作为上、下井人员换乘点。

4) 硐室

a.主井系统硐室

立井系统硐室由东西两面上仓皮带机头驱动硐室、井底煤仓、装载胶带巷、清理井底撒煤硐室及水泵房等组成，是井底煤流汇集和装载提升的枢纽。箕斗装载硐室布置在坚硬稳定的岩层中，其它硐室的布置由线路布置决定。为了保证矿井正常生产，充分发挥胶带运输机和箕斗提升的潜力，井底设置一个直径 10 m，高 20 m 的圆筒煤仓，总容量约 4000 t。一个煤仓底下设给煤硐室装载胶带机巷和装载硐室定量仓。这种装载系统灵活可靠，能够确保大型矿井稳定高产的需要。

b.副井系统硐室

副井系统硐室由中央水泵房、水仓、清理水仓硐室、中央变电所、调度室及等候室组成，为节省管材，电缆及方便管理，同时考虑到锚索的安装，故把中央变电所和中央水泵房布置在附近，并设有防爆密闭门。水仓布置在井底车场最低处。

c.其它硐室

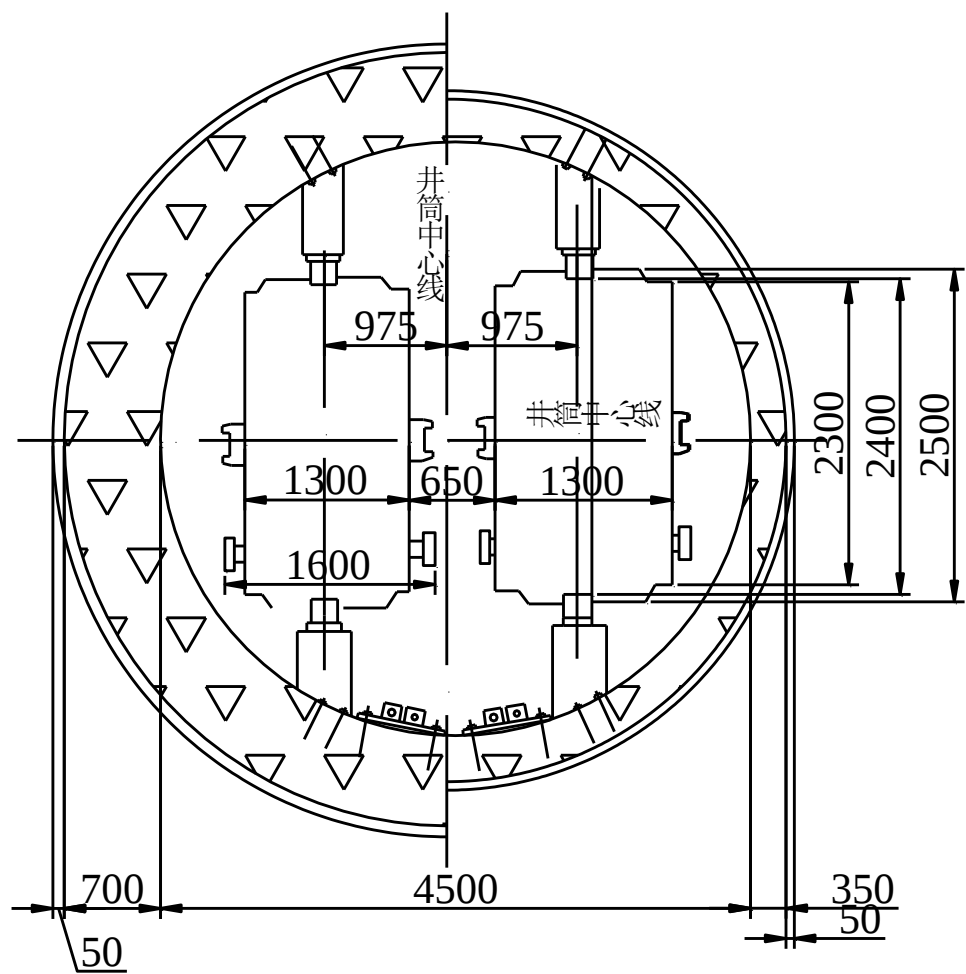
医疗硐室、机修硐室、消防车硐室、井下材料库、火药库、卸载硐室、换矸硐室、乘人车场等。

4.2.3 主要开拓巷道

辅助运输大巷和主运输大巷基本沿岩层布置。主运输大巷为锚梁网索喷支护矩形断面，掘进宽度为 4.4 m，高为 3.9m；设计掘进断面为 15.0 m²。辅助运输大巷为锚梁网索喷支护矩形断面，掘进宽度为 4.7m，高为 3.85m，设计掘进断面面积为 16.1m²。

辅助运输大巷和主运输大巷断面特征如图 4-7 和图 4-8。

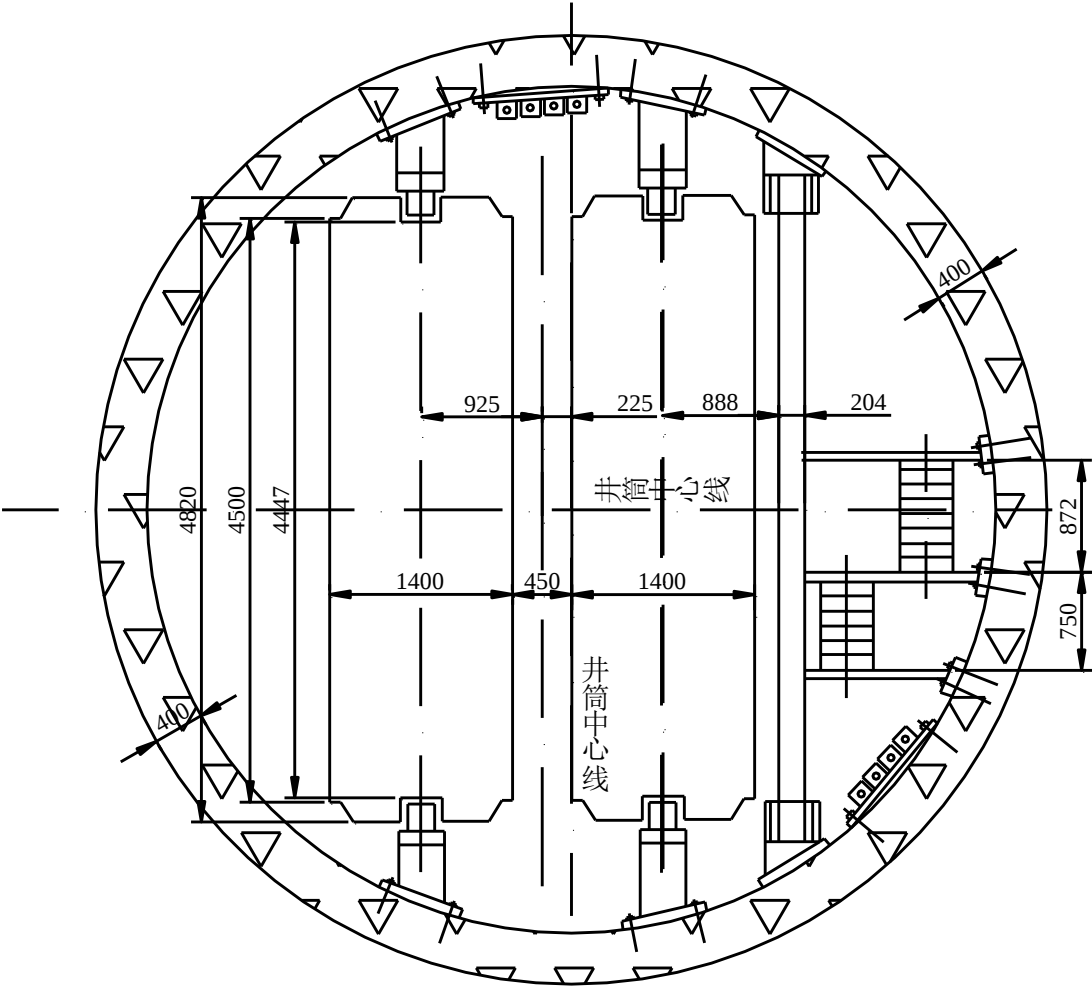
总回风大巷基本沿煤层顶板掘进，布置在煤层中，回风大巷断面及支护特征为锚梁网索喷支护矩形断面，掘进宽度为 4.4 m，高为 3.9 m，设计掘进断面为和 15.0m²，净断面为 13.2 m²。回风大巷断面特征见图 4-9。



井 筒 特 征

井 型	1.5Mt/a	提升容器	一对JDG---12/440 12t多绳箕斗
井筒直径	4.5m		
井 深			
净断面积	15.90m ²	井筒支护	混凝土井壁厚350mm
基岩段毛断面积	21.24m ²		表土段井壁厚750mm
表土段毛断面积	29.27m ²		充填混凝土厚50mm

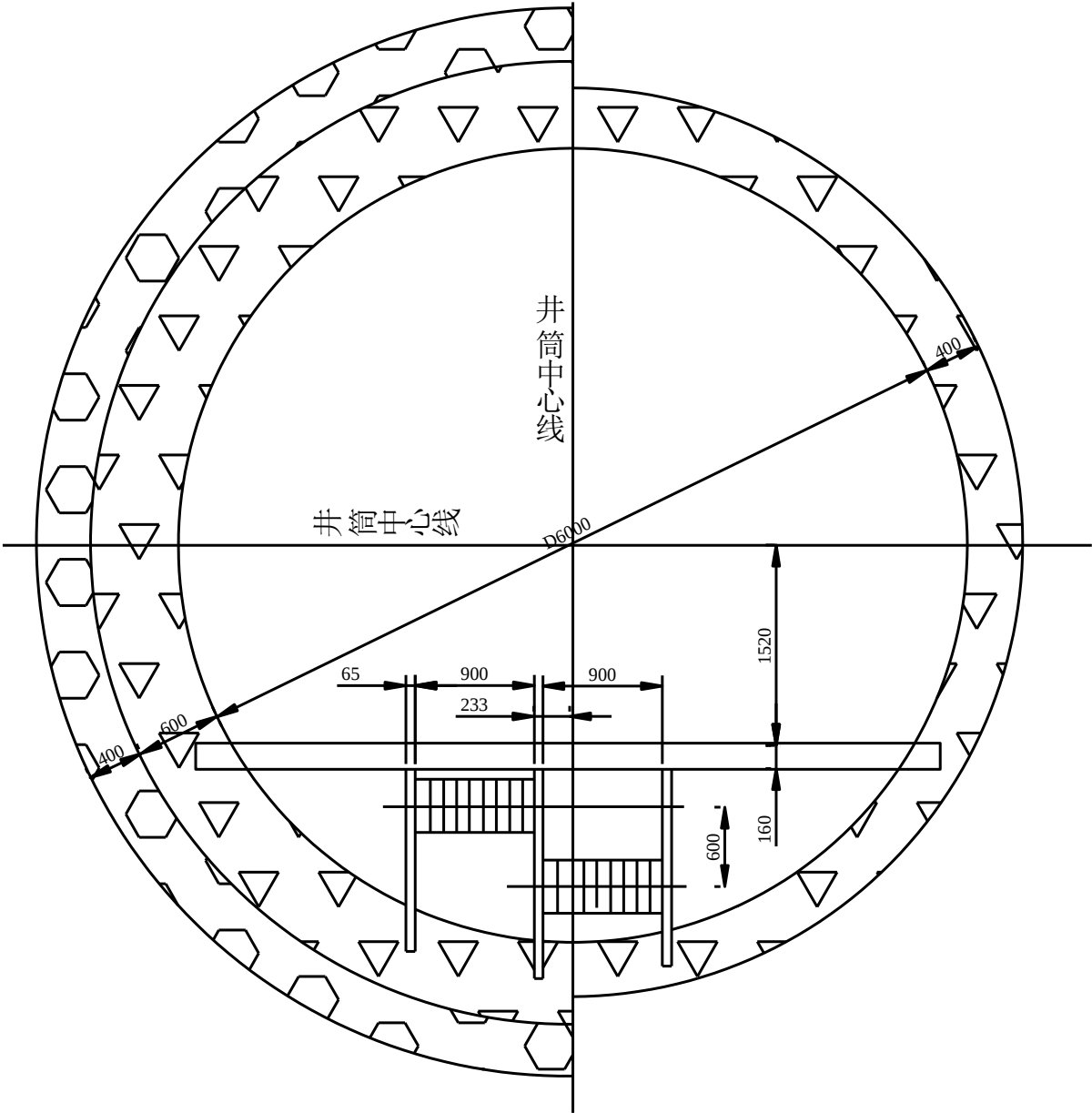
图 4-3 主井断面示意图



井筒特征

井 型	1.5Mt/a	提升容器	1t矿车双层四车加宽罐笼一对
井筒直径	6.5m		
井 深			
净断面积	28.27m ²	井筒支护	混凝土井壁厚400mm
基岩段毛断面积	41.85m ²		
表土段毛断面积	41.85m ²		

图 4-4 副井断面示意图



井 筒 特 征

井 型	1.5Mt/a
井筒直径	6.0m
井 深	415
净断面积	28.27m ²
基岩段毛断面积	36.32m ²
表土段毛断面积	50.26m ²

图 4-5 风井断面示意图

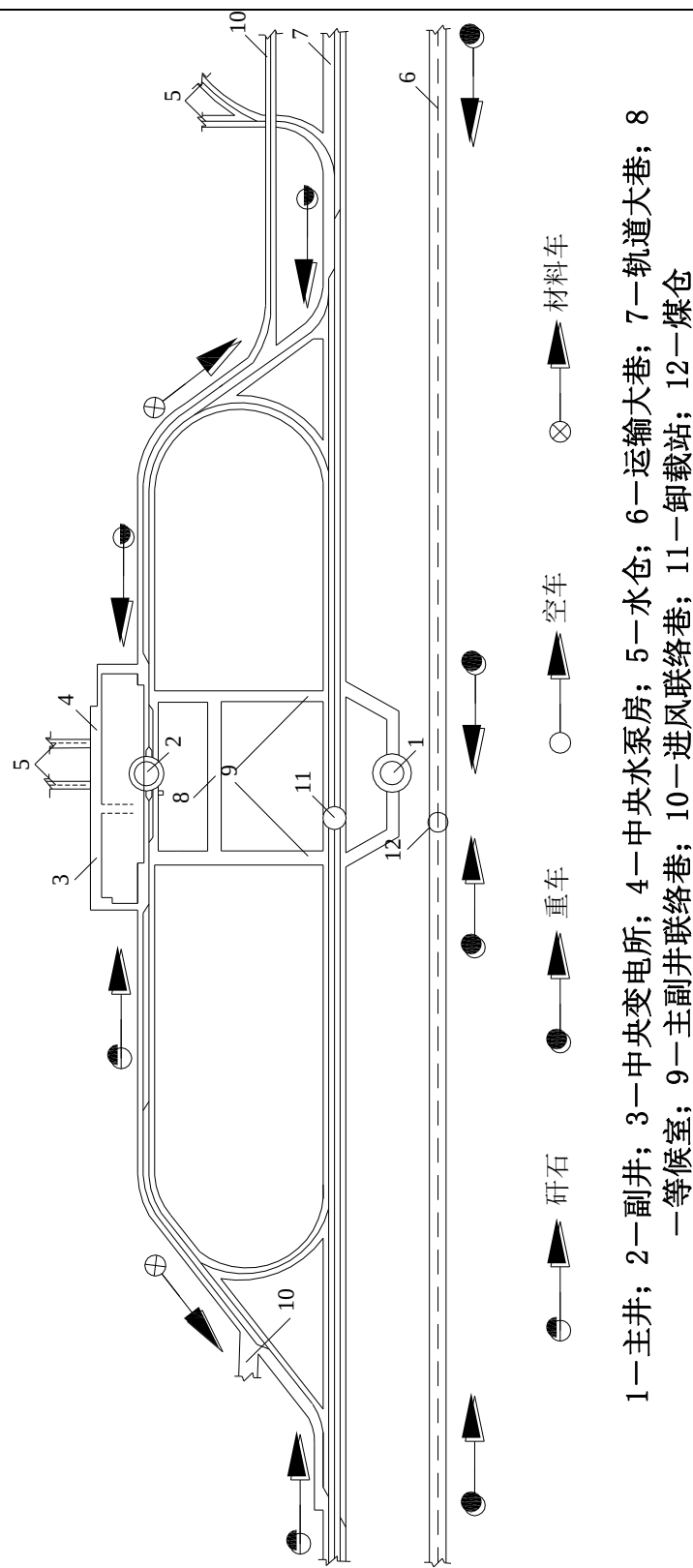
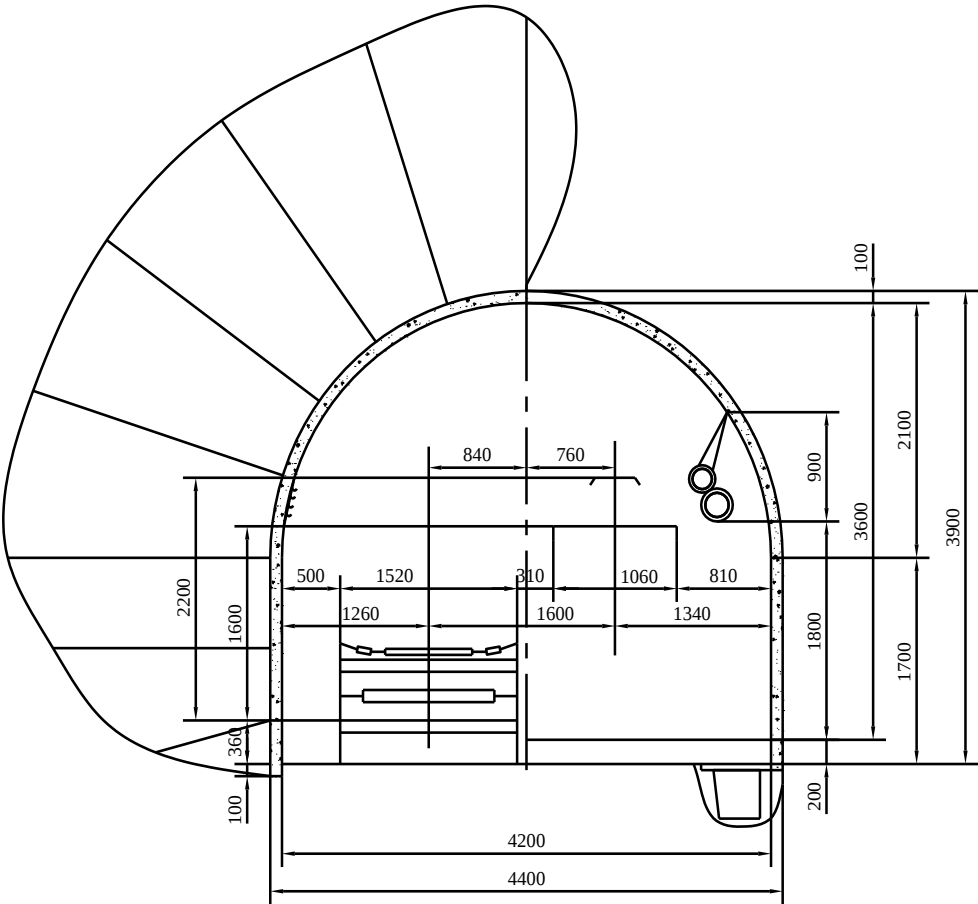


图 4-6 井底车场示意图



巷道特征表

围岩类别	断面/m ²		掘进尺寸/mm		喷射厚度/mm	锚杆/mm						净周长/mm	百米风阻/Pa
	净	掘	宽	高		形式	外露长度	排列方式	间排距	锚深	规格L×φ		
岩石	13.2	15.0	4400	3900	100	钢筋砂浆	50	矩形	800	1600	1900×16	13.8	

每米工程量及材料消耗量表

围岩类别	掘进工程量/m3		锚杆数量/根								粉刷面积/m2
	巷道	墙脚		喷射材料/m3	锚底/m3	锚杆质量/kg	注眼树脂/kg	托板		钢筋/kg	
								铁/kg	木/个		
岩石	15.8	0.04	13.1	1.06		40.74	43.23	25.41			10.0

图 4-7 胶带运输大巷断面

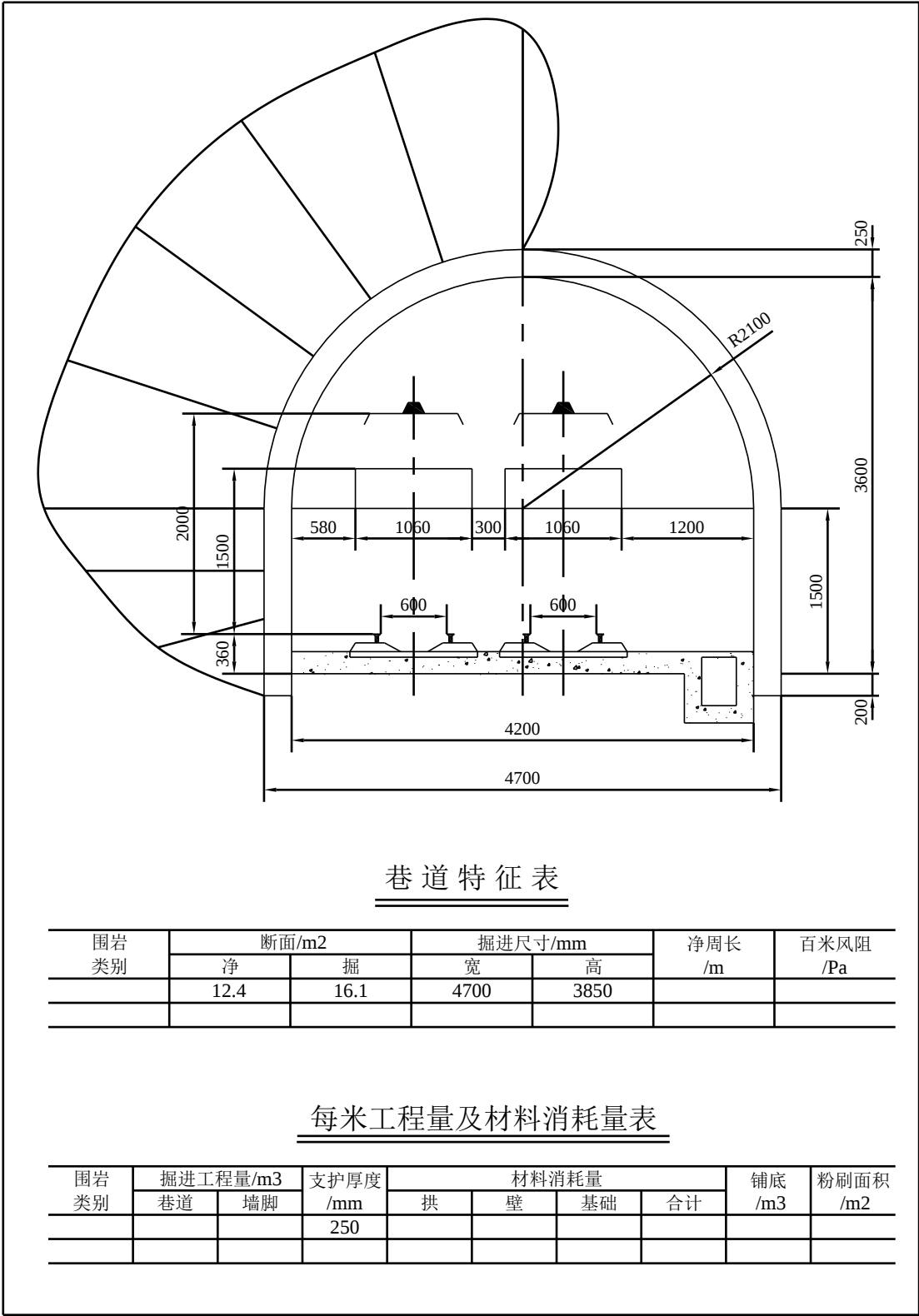
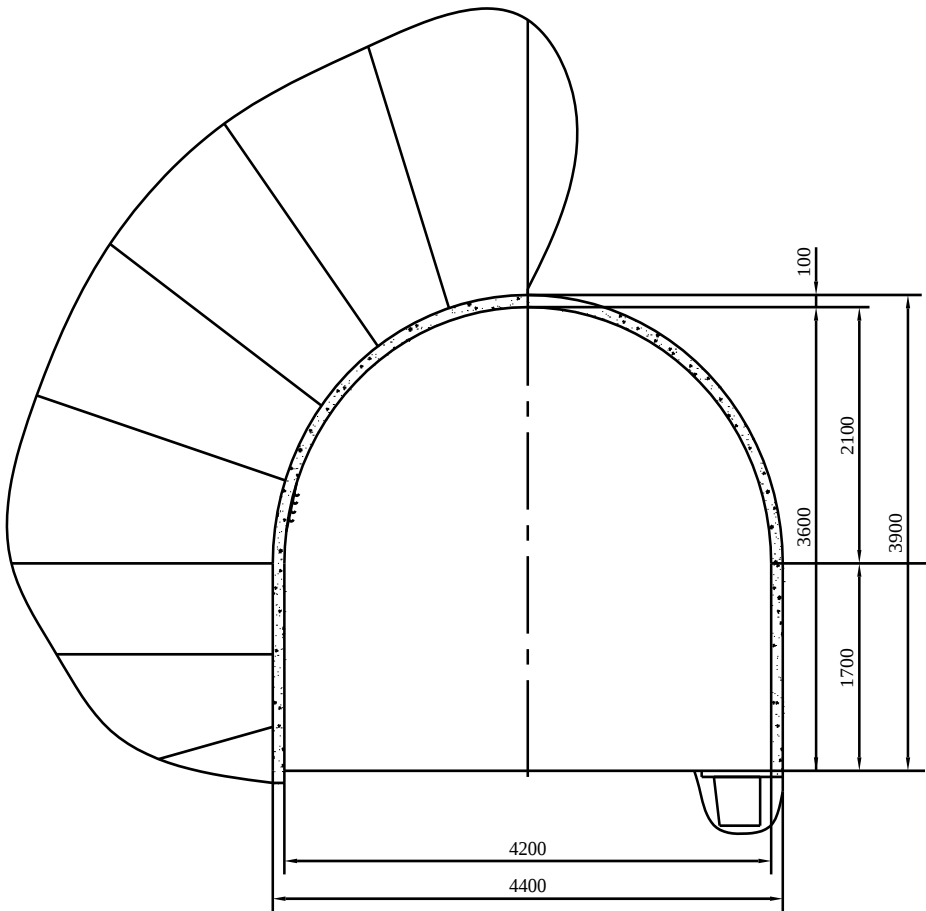


图 4-8 轨道运输大巷断面



巷道特征表

围岩类别	断面/m ²		掘进尺寸/mm		喷射厚度/mm	锚杆/mm						净周长/mm	百米风阻/Pa
	净	掘	宽	高		形式	外露长度	排列方式	间排距	锚深	规格L×φ		
岩石	13.2	15.0	4400	3900	100	钢筋砂浆	50	矩形	800	1600	1900×16	13.8	

每米工程量及材料消耗量表

围岩类别	掘进工程量/m3		锚杆数量/根								粉刷面积/m2
	巷道	墙脚		喷射材料/m3	锚底/m3	锚杆质量/kg	注浆树脂/kg	托板		钢筋/kg	
								铁/kg	木/个		
岩石	15.8	0.04	13.1	1.06		40.74	43.23	25.41			10.0

图 4-9 回风大巷断面

5 准备方式——带区巷道布置

5.1 煤层地质特征

5.1.1 带区位置

设计首采带区（东五带区）位于井田东部中间，工业广场南部。

5.1.2 带区煤层特征

首采带区设计开采煤层为 3_下煤层, 位于山西组下部，全区范围内属不稳定~较稳定煤层，但在东部可采区范围内，属较稳定煤层,煤层结构较简单，一般不含夹石。煤层为黑色，黑褐、褐黑条痕色的软~中等坚硬煤层。煤的硬度(坚固性系数)平均 1.68，平均容重为 1.35 t/m³，块质随变质程度而增。3_下煤层平均厚度为 4.8m，煤层倾角 1~9°，平均 3°，属于近水平煤层。瓦斯相对涌出量小于 0.5m³/t，属低瓦斯矿井。

表 5-1-1 3_下煤层顶底板岩石等级划分

岩石等级	岩性	抗拉强度 (kg/cm ³)	容重 (g/cm ³)	普氏硬度
不坚固岩石 I	粘土岩、粉砂岩	<350	1.5~2.7	1~3
中等坚固岩石 II	粉砂岩	350~600	2.3~2.8	3~7
坚固岩石 III	砂岩	600~800	2.4~2.8	7~9
极坚固岩石 IV	石灰岩	>800	2.5~3.0	>9

表 5-1-2 3_下煤层顶底板岩石物理力学性质及分类

岩层 层位	岩石名称 (点数)	抗压强度 (kg/cm ³)	抗拉强度 (kg/cm ³)	容重 (g/cm ³)	普氏 系数 (f)	抗剪强度			分类 级别
						正应力		内摩 擦角	
						30°	45°		
3 _下 顶	粉砂岩（4）	474	13	2.56	8.5	23	74	35	II
	砂岩（10）	637	26	2.48	14.5	90	154	30	III
3 _下 底	粉砂岩（7）	453	19	2.55	7.6	31	80	30	II
	砂岩（10）	671	35	2.06	14.0	99	142	27	III
	粉砂岩（5）	325	11	2.59	3.0	11	30	27	I

据此分类，本井田主采煤层中，3_下煤顶底板以坚固岩石为主，次为中等坚固岩石。3_下煤层直接顶板主要为中砂岩，次为粉砂岩，零星分布有细砂岩、泥岩，首采带区孙氏店支 2 断层以东以较稳定顶板为主，次为不稳定及较稳定顶板；孙氏店断层以西以稳定顶板为主，次为较稳定及不稳定顶板。

5.1.3 水文地质

煤层内水文地质条件比较简单。矿井实际涌水量维持在 $140\sim 260\text{m}^3/\text{h}$ 左右, 矿井最大涌水量 $360\text{ m}^3/\text{h}$, 平均为 $200\text{ m}^3/\text{h}$ 。

5.1.4 地质构造

煤层内主要断层贯通南北, 落差较大。煤层起伏不明显, 煤层倾角变化小, 倾角 $1^\circ\sim 9^\circ$; 煤层赋存条件较好, 埋藏稳定。

5.2 带区巷道布置及生产系统

5.2.1 带区准备方式的确定

带区准备方式优点, 不需要开掘上山, 大巷掘出后便可以掘带区平巷、开切眼和必要的硐室车场, 因此巷道系统简单; 运输系统环节少, 费用低, 系统简单, 运输设备、数量和辅助人员少; 工作面长度可保持等长, 对综合机械化非常有利; 受断层影响小; 技术经济效益显著, 国内实践表明, 在工作面单产、巷道掘进率、采出率、劳动生产率和吨煤成本等几项指标方面, 都有显著提高和改善。

本设计矿井大巷布置在岩层中, 辅助运输采用电机车牵引矿车, 带区采用无极绳绞车牵引。

5.2.2 带区巷道布置

1. 带区煤柱

由后面第 9 章通风设计确定工作面采用副井进风, 风井回风的布置方式, 每个工作面各布置两条平巷, 采用双巷掘进, 两巷之间留 10m 的区段煤柱。矿井采用中央并列式通风方式, 采用中央风井回风。开掘分带斜巷采用连续采煤机掘进, 掘进速度快。

2. 区段要素

首采带区东五带区位于断层上盘, 走向长平均 2600m , 倾向长平均 1300m 。带区内划分 16 个分带, 分带平均长 1300m , 宽 200m , 工作面 180m , 分带斜巷均为 5m 宽, 3.6m 高, 两巷之间留 10m 的煤柱。

3. 开采顺序

首采带区为东五带区, 然后依次采东一带区, 西二带区, 西四带区, 西六带区, 东三带区。首采工作面为 3501 工作面, 然后依次开采下一个分带。

带区内各工作面采用一进一回 U 型通风系统。

4. 带区运输

带区内区段运输斜巷铺设 $B=1000\text{mm}$ 的胶带输送机, 运输煤炭到带区煤仓, 然后经运输大巷皮带运输机运输到主煤仓。带区内辅助运输采用轨道, 无极绳牵引, 材料车从井底车场出来, 经轨道大巷到运料斜巷, 然后到分带回风斜巷, 再到工作面。

带区巷道布置如图 4.1。

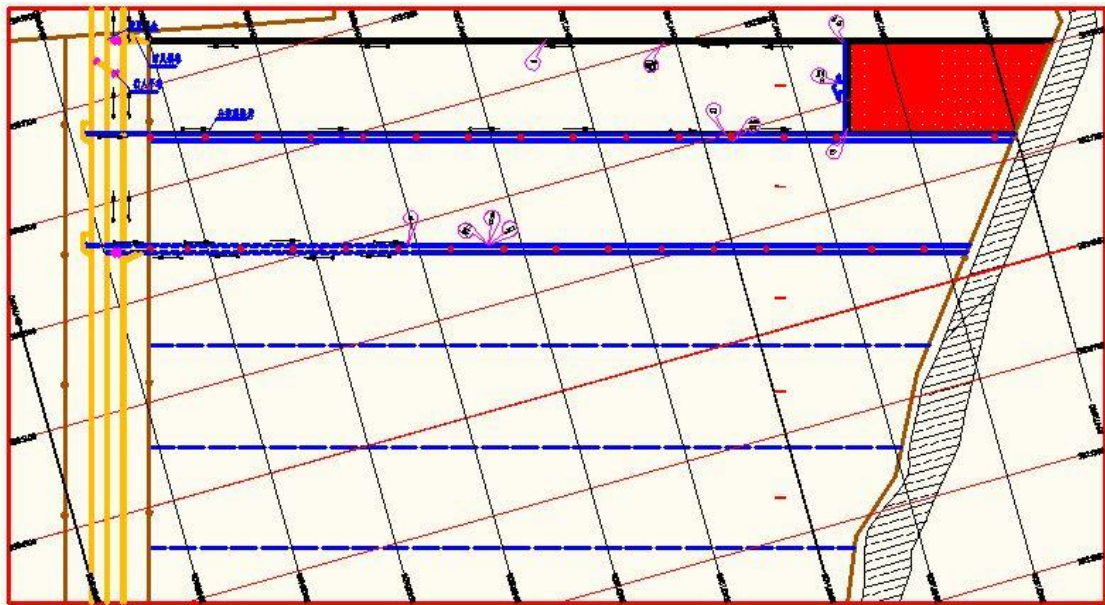


图 4.1 带区巷道布置平面图

5.2.3 带区生产系统

1. 运煤系统

煤由工作面刮板运输机——→分带运输斜巷转载机、破碎机——→分带运输斜巷胶带输送机——→分带煤仓——→运输大巷胶带输送机——→主煤仓——→主井箕斗提升机——→地面。

2. 辅助运输系统

工作面设备材料经副井罐笼运至井底车场，由轨道经辅助运输巷道运至运料斜巷，经无极绳绞车提至工作面。运输路线如下：

地面——→副井——→-235m 井底车场——→轨道大巷——→运料斜巷——→分带回风斜巷——→工作面

3. 通风系统

带区 3501 工作面风流路线为：

副井 ——→井底车场——→轨道大巷——→进风行人斜巷——→分带运输斜巷——→工作面——→分带回风斜巷——→回风大巷——→中央风井

通风系统风流路线如图 5.2。

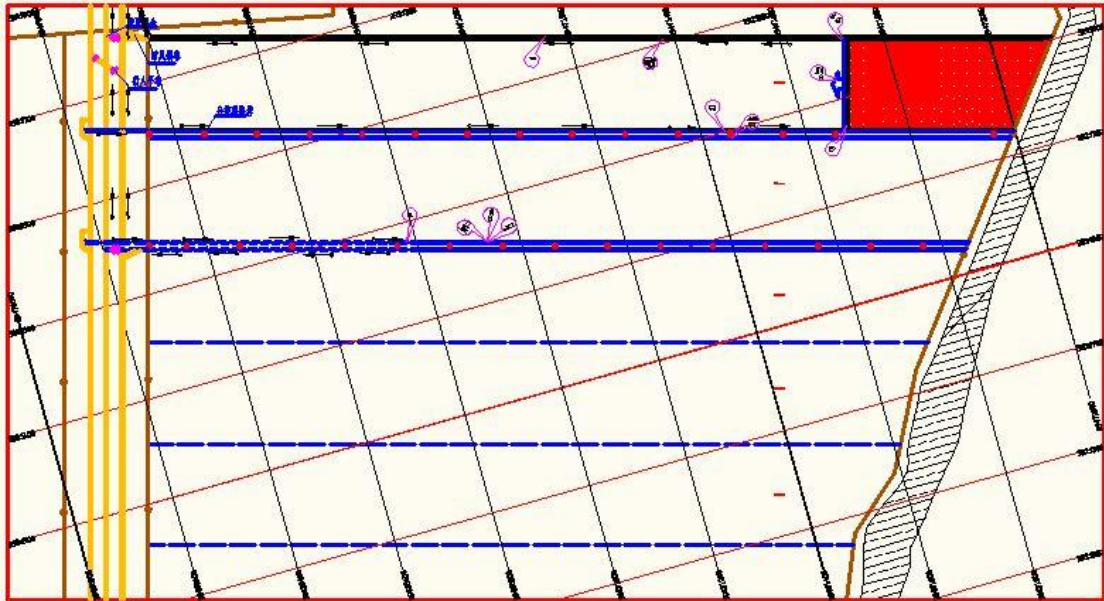


图 5.2 通风系统

4. 排矸系统

工作面→分带运料斜巷→进风材料斜巷→辅助运输大巷→井底车场→副井→地面。

5. 供电系统

供电：地面变电站——→副井——→中央变电所——→运输大巷——→轨道大巷——→工作面

6. 排水系统

在工作面水自流入运输大巷水沟，经水沟水排入井底车场水仓，然后经管道排入地面。

水流方向：工作面——→分带回风斜巷——→运输大巷 ——→副井井底水仓 ——→地面

5.2.4 带区内巷道掘进方法

带区内所有工作面斜巷均沿底板掘进，采用连续采煤机及其配套设备施工，后配备皮带和 SGW-730/320SW 型溜子组成的机械化掘进，采用连续采煤机割煤，梭车、给料破碎机、加皮带、溜子运煤。

铲车完成材料、设备的运送、搬移以及巷道浮煤的清理工作。

锚杆机完成巷道顶锚杆和锚索的打眼、安装工作；选用手持风动钻机来完成帮锚杆的打眼和安装工作。

掘进通风：可通过联络巷构成通风回路，在掘联络巷贯通前的独头段采用局扇为掘进面供风。每个掘进工作面配备两台 FD-II 型 2×55KW 局扇，通风方式为压入式。掘进面通风系统如图 5.2。

5.2.5 带区生产能力及采出率

1. 带区生产能力

由于采用一次采全高，工作面产量大，只布置一个工作面即可满足矿井产量要求。

1) 工作面的生产能力，按下式计算：

$$A_0 = L \times V_0 \times M \times \gamma \times C_0 \quad (5.1)$$

式中： A_0 ——工作面生产能力，万 t/a；

L ——工作面长度，m；

M ——煤层厚度，m；

V_0 ——工作面年推进长度， $V_0 = 330 \times 6 \times 0.8 = 1377.6$ (m/a)；

γ ——煤层容重，t / m³；

C_0 ——工作面回采率，取 $c = 0.95$

则： $A_0 = 180 \times 4.8 \times 1377.6 \times 1.35 \times 0.95 = 152.6$ 万 t/a)

2) 煤巷掘进面生产能力，按下式计算：

$$A_1 = L \times V_1 \times H \times \gamma \times C_1 \quad (5.2)$$

式中： A_1 ——掘进面生产能力，万 t/a；

L ——掘进面长度，取区段斜巷宽掘进宽度 5.3m；

H ——采高，取顺槽掘进高 4.75m；

V_1 ——掘进面年推进长度， $V_1 = 330 \times 30 = 10500$ (m/a)；

γ ——煤层容重，t / m³；

C_1 ——掘进面回采率，取 $c = 0.95$ 。

则： $A_1 = 5.3 \times 10500 \times 4.8 \times 1.35 \times 0.95 = 34.26$ (万 t/a)

带区内布一个煤巷掘进面，故煤巷掘进面的总生产能力为 34.26 万 t/a。

3) 带区生产能力

$$A_{\text{带}} = A_0 + A_1 = 152.6 + 34.26 = 186.86 \text{ Mt/a}$$

矿井设计井型为 1.50Mt/a，带区生产能力 186.86 Mt/a，能满足矿井的产量要求。

2. 带区采出率

带区内实际采出煤量与带区内工业储量的百分比称为带区采出率。按下式计算：

$$\text{带区采出率} = \text{带区实际采出煤量} / \text{带区工业储量} \times 100\% \quad (5.3)$$

带区开采损失主要有：工作面落煤损失，约占 3%；工作面顶煤煤皮损失；带区内区段煤柱不可回收部分损失；带区内断层煤柱损失等。

带区内工业储量为：3512.06 万 t

带区内实际采出煤量为：2929.71 万 t

则：带区采出率 = $2929.71 / 3512.76 \times 100\% = 83.42\%$

根据《煤炭工业设计规范》规定：采（带）区采出率：厚煤层不低于 0.75，中厚煤层不低于 0.8，薄煤层不低于 0.85。设计首采带区采出率为 83.42%，符合

《煤炭工业设计规范》规定。

5.3 带区车场选型设计

带区煤层倾角小，平均 3° ，为近水平煤层。带区布置，带区运输平巷直接和主运输大巷连接，不设带区车场，采用无极绳牵引矿车辅助运输，带区运输平巷与运输大巷均为胶带输送机运煤，带区运输平巷胶带输送机与大巷胶带输送机通过带区煤仓联系起来，带区运输胶带输送机将煤运到带区车场，大巷胶带输送机再将煤运至主煤仓。

井底中央变电所至带区的供电系统电路压降较大，为保证带区正常生产，需布置带区变电所。带区变电所应设在通风良好，围岩稳定，地压小，易维护，无淋水，易于搬迁变压器等电器设备的地方，并使变电所位于带区用电负荷中心，即东区大巷中段，位于主运输大巷和回风大巷之间。采用锚网喷支护，底板用 100 号混凝土铺底并高出邻近巷道底板 200~300mm。具有 0.3% 的坡度。

6 采煤方法

6.1 采煤工艺方式

6.1.1 带区煤层特征及地质条件

首采带区设计开采煤层为 3_下煤层,位于山西组下部,全区范围内属不稳定~较稳定煤层,但在东部可采区范围内,属较稳定煤层,煤层结构较简单,一般不含夹石。煤层为黑色,黑褐、褐黑条痕色的软~中等坚硬煤层。煤的硬度(坚固性系数)平均 1.68,平均容重为 1.35 t/m³,块质随变质程度而增。3_下煤层平均厚度为 4.8m,煤层倾角 1°~9°,平均 3°,属于近水平煤层。瓦斯相对涌出量小于 0.5m³/t,属低瓦斯矿井。正常涌水量为 200m³/h,最大涌水量为 360m³/h。3_下煤顶底板以坚固岩石为主,次为中等坚固岩石。3_下煤层直接顶板主要为中砂岩,次为粉砂岩,零星分布有细砂岩、泥岩,首采带区孙氏店支 2 断层以东以较稳定顶板为主,次为不稳定及较稳定顶板;孙氏店断层以西以稳定顶板为主,次为较稳定及不稳定顶板。

6.1.2 确定采煤工艺方式

根据带区地质条件及煤层特征,煤层中厚,不适应于放顶煤和分层综采,故采用一次采全高的回采工艺。

一次采全高工艺优缺点

优点:

工作面产量和效率高;巷道掘进较少,减少了巷道的维护工程量,同时生产也相对集中;万吨掘进率高;工作面搬家次数少,节省搬迁费用,增加了生产时间;材料消耗少。

缺点:

煤炭损失大,对于煤厚比采高大的煤层,一次不能采完;控顶较困难,煤壁容易偏帮;采高固定,适应条件单一。

由于煤层中厚,可以一次采完,且控顶比较容易,相对与每层厚度大的煤层,此矿井煤层厚度最适合,故采用一次采全高,后退式自然垮落法采煤。

6.1.3 回采工作面参数

根据前面开拓、准备的巷道布置,回采工作面沿走向布置,倾向推进;工作面长度为 180m;煤厚 4.8m,采高 4.8m。

工作面采用双巷掘进,双巷之间留设 10m 的区段煤柱。布置两条斜巷:一条巷道布置皮带,作为分带运输斜巷;另一条作为分带回风运料斜巷。分带斜巷断面均为 5m 宽,3.6m 高。

表 6.1 工作面配套设备

采煤机	液压支架	刮板输送机
MXA-300/5.5	ZZ5600-23/55	SGZ-730/320SW

6.1.4 回采工作面破煤、装煤方式

工作面采煤机螺旋滚筒完成破煤、装煤过程，部分遗留碎煤由输送机上的铲煤板来装入溜槽。

1.进刀方式：采用端部斜切割三角煤进刀。

进刀方法：机组割透机头（机尾）煤壁后，将上滚筒降下割底煤，下滚筒升起割顶煤，采煤机反向沿溜子弯曲段斜切入煤壁；采煤机机身全部进入直线段且两个滚筒的截深全部达到 0.8 米后停机；将支架拉过并顺序移溜顶过机头（机尾）后调换上、下滚筒位置向机头（机尾）割煤；采煤机再次割透机头（机尾）煤壁后，再次调换上、下滚筒位置，向机尾（机头）割煤，开始下一个循环的割煤，割过煤后及时拉架、顶机头（机尾）、移溜。机组进刀总长度控制在 50m 左右。（进刀方式如图 6.1）

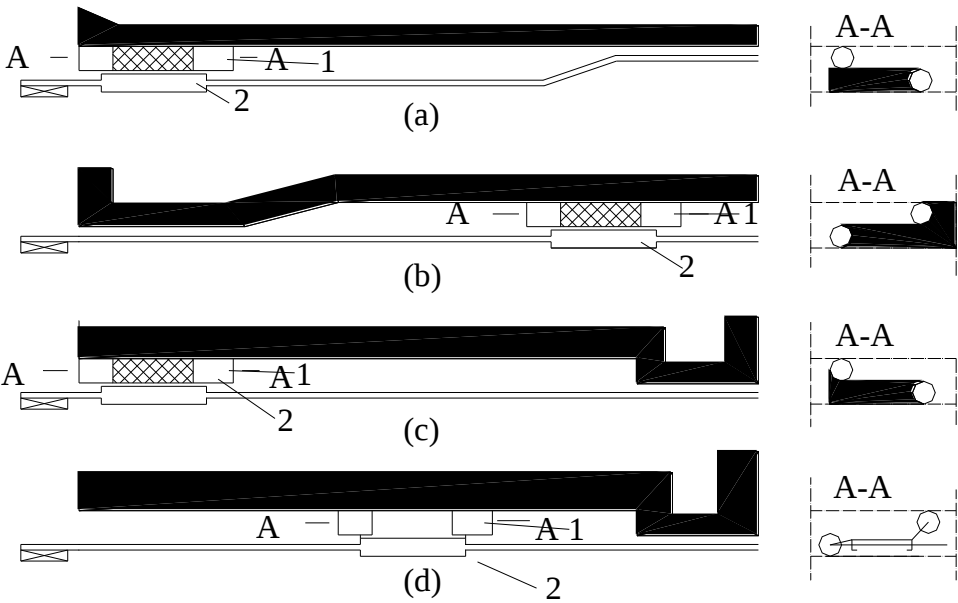


图6.1 采煤机斜切进刀示意图

表 6.2 采煤机技术特征

项 目	单 位	数 目
型 号	MXA-300/5.5	
制造厂家	西安煤矿机械厂	
采 高	m	3.1~5.45
截 深	m	0.80
滚筒直径	mm	3000
适应煤层倾角	°	≤ 12°

牵引力	KN	360
牵引方式		液压、双牵引、无链
牵引速度	m/min	0~8.50
装机功率	kW	300 +22 ×2+18.5
机面高度	mm	1955
卧底量	mm	170
控顶距	mm	2342

表 6.3

刮板输送机技术特征

项 目	单 位	数 目
型 号		SGZ-730/320SW
制造厂家		唐山市德源机械制造有限公司
链速	m/s	0.93
运输能力	t/h	900
转速	r/min	1475
电压等级	V	1140
总装机功率	kW	160×2
链速	m/s	0.93
中部槽尺寸	mm	1500×730×270

6.1.5 回采工作面支护方式

1. 支架选型及布置

回采工作面支护采用液压支架支护，根据工作面顶底板岩性及煤层厚度、采高等条件，并参照矿上实际使用情况，选用郑州四维机电设备制造有限公司生产的二柱式掩护端头支架以及林州重机（集团）有限公司生产的支撑掩护式支架。从工作面机头和机尾分别布置端头架 3 架，中间架 129 架，共计 135 架。支架技术特征见表 6.4 和表 6.5。

表 6.4

端头支架技术特征

项目	单位	数目
型 号		ZYS000 / 23, 50 二柱掩护式液压支架
型 式		二柱支撑掩护式
支撑高度	m	2.3~5.0
支架宽度	m	1.42~1.59
中心距	m	1.50
初撑力	kN	3464
工作阻力	kN	5000
支护强度	MPa	0.71~0.79
底板比压	MPa	0.98~2.15
推移步距	mm	800
制造厂家		郑州四维机电设备制造有限公司

表 6.5 工作面支架技术特征

项目	单位	数目
型 号	ZZ5600/23/55 支撑掩护式液压支架	
型 式	支撑掩护式	
支撑高度	m	2.3~5.5
支架宽度	m	1.42~1.61
中心距	m	1.50
推溜力	kN	165
初撑力	kN	5000
工作阻力	kN	5600
支护强度	MPa	0.98
底板比压	MPa	1.92
推移步距	mm	800
制造厂家	张家口厂	

2 支架支护强度的验算：

结合矿上实际情况，工作面液压支架支护强度按工作面最大采高的八倍进行计算，上覆岩层所需的支护强度按下式计算：

$$P=9.8K \times H \times \gamma \quad (6-2)$$

式中： P ——顶板对支架的压强（8 倍于工作面的采高）；

K ——采高的倍数（支架上方顶板的岩石厚度），一般取 6~8，这里取 8；

H ——工作面最大采高，4.8 m；

γ ——顶煤与顶板岩石容重，最大取 2.6 t/m³。

$$g=9.8 \times 8 \times 4.8 \times 2.6=0.97\text{MPa} < 0.98 \text{ MPa}$$

即支架能够满足支护强度的要求。工作面供液由 WRB200 / 31.5 型乳化液泵提供，乳化液泵压力设计为 31.5MPa 。

3.顶板管理

工作面采用全部跨落法管理顶板。

4.移架及推溜方式

该液压支架采用先进的电液控制系统，可实现多种移架方式及推溜方式：

（1）支架可实现的四种移架方式：邻架自动顺序移架；成组顺序移架；煤机和支架联动移架；手动移架。

（2）工作面可实现的四种推溜方式：双向邻架推溜；双向成组推溜；采煤机割煤后自动拉架并推溜；手动推溜。

根据本煤层地质条件，底板平整，起伏不大，及为减轻工人劳动强度，拉架采用邻架自动顺序移架，每次移一架；推溜采用双向成组推溜，每组设置为 12 架。拉架滞后底滚筒 3—5 架，如果顶板压力过大或有冒顶危险时，应及时追机拉架（滞后上滚筒 3—5 架），以防顶板冒落；如移架过程中顶板破碎或片帮严重要及时拉过超前架并打出护帮板；

6.1.6 端头支护及超前支护方式

1.机头、机尾贴帮柱及切顶柱打法及要求

机头打一排贴帮柱，从切顶线向外打 10m，柱距 1.0m，帮要背实；当机头支架侧护板距煤壁距离小于 1 米时，打两根切顶柱，单体柱均匀布置；当机头支架侧护板距煤壁距离大于 1m 时，打密集柱切顶，柱距 200mm。并且迎山有力。

2.工作面采用 FLZ38-20 / 110Q 型单体液压支柱加铰接顶梁进行超前支护。

1) 工作面运输平巷的超前支护

从煤壁线向外 30m 超前支护，为二排支设，离工作面煤柱侧 1 米打 30m 一排单体柱，柱距 1m；另一侧距煤柱 1 米打 30m 一排单体柱，柱距 1m。

2) 工作面回风平巷的超前支护

从煤壁线向外 30m 超前支护，为一排支设，距转载机外侧 500mm 左右（人行道侧），柱距 1m。

3) 机尾上隅角通风需要，在机尾打木垛留通风通道，木垛紧靠支架，木垛距离不超过 3m，木垛必须用柱帽、木楔背紧。

3.超前支护管理

1) 超前支护必须严格按照要求打好、打牢，支柱一定要成一直线；回柱时必须四人以上配合作业，严禁单人进行操作，回柱时必须有人看护好顶板、煤帮情况，发现有活煤、矸及时处理好后方可作业，严格执行先支后回的原则。所有支柱必须戴帽，必须使用规格柱帽。打好柱要上好保险绳并将柱与顶网或钢带用 10#铁丝捆紧，以防柱倒伤人。

2) 超前支护处满足高不低于 1.8m，宽不低于 0.7m 安全出口和运送物料通道。

3) 当机组行至工作面两头距巷道 15m 以内时，严禁在两头作业，以防甩出大块伤人。当在拉动端头架、推动转载机、拖拉液压管及电缆时严禁在两头作业并撤出人员，以防撞倒柱伤人或其它意外伤人。超前支护工作不能与同一地点其它工作平行作业。

4) 在行人巷行走必须走两排柱之间，各种电缆液管必须挂在巷帮不低于 2.0m 处，班长安检工必须经常对两巷的煤帮顶板情况检查，发现安全隐患及时处理；临近工作面的巷道内材料必须提前工作面 50m 回收，备品备件码放必须距工作面 70m 以外。

6.1.7 各工艺过程注意事项

1.割煤质量标准

割过煤后工作面要保证煤壁平直，无伞檐（长度超过 1m，最突出部分不超过 150mm；长度在 1m 以下，最突出部分不超过 200mm）。无马棚、顶底板平直，如特殊需要，每循环顶底板与上一个循环顶底板错差不能超过 $\pm 50\text{mm}$ 。机头、机尾各 10m 要平缓过渡，防止出现台阶，支架顶梁必须接顶严实。

工作面及顺槽巷道必须加强顶板维护，工 2.移架质量标准

移架质量标准：支架拉过后必须成一直线，其偏差不得超过 $\pm 50\text{mm}$ 。架间距要均匀，中心距偏差不得超过 $\pm 100\text{mm}$ 。支架顶梁与顶板平行支设，最大仰俯角 $< 7^\circ$ ；相邻支架间不能有明显错差（不超过顶梁侧护板高的 $2/3$ ），支架不挤不咬，架间空隙不大于 200mm 。

移架时要保证支架移到位，梁端距依据采高变化保持在 $350\sim 550\text{mm}$ 之间；移架过程中要及时调整支架形状，如发生倒架咬架等现象，需在移架过程中及时利用侧护板进行调整。

3.推溜要求

刮板输送机在推移后必须保证成一直线，保证刮板输送机平整，不得出现飘溜、凹溜和局部起伏过大等现象。刮板输送机的机头机尾推进度保持一致，且必须保持推移步距为 0.800m ，以确保截深及产量和工程质量。推移工作面刮板输送机时，必须距采煤机底滚筒大于 15m 进行，不得出现急弯、除进刀所需外其它地段不准出现弯曲。若推溜困难时，不应强推硬过，必须查明原因并处理后再推溜。

4.清煤质量标准

工作面没有超过 100mm 的碳块。清煤工必须滞后移溜 10 个架，距采煤机大于 50m ，清煤人员必须面向机尾注意溜子、顶板、煤帮情况，以防发生意外。

5.对工作面端头架支护的管理

工作面机头采用 4 台端头支架，机尾采用 3 台端头支架，其滞后普通支架一个循环，又因端头至超前支护 20m 段是压力集中区，特制订以下管理措施。

1) 端头支架必须达到初撑力。

2) 端头支架底座严禁钻底，以防压住推移杆使转载机和工作面溜子机头推移困难，损坏设备。若支架底座压住推移杆，必须利用提底千斤将支架底座提起，然后在支架底座下垫顺山板梁或柱帽将支架底座垫起。

3) 当巷道及两头出口顶板破碎时，应架棚维护。架棚必须是一梁三柱，并且有戗柱。架棚时必须四人以上操作，两人将板梁抬起至一个梁头够高，抬板梁时必须用双手拖住板梁下方，在其下支上点柱将板梁打起，然后在梁头支柱将板梁升紧，单体柱要支正、升紧，严禁出现三爪柱、漏液柱、上吊柱，一旦发现要立即更换。在机头架棚时必须闭锁三机（两个以上有效闭锁键）并派专人看管。

6.采空区管理

采空区采用自然跨落法处理，若机头端头老塘悬顶面积大于 8m^2 而不垮落，必须将锚索退出，若退出锚索后仍无法使采空区顶板跨落必须对采空区强制放顶，相应措施按有关规定执行。

7.提高块率、保证煤质的措施

1) 在各转载点落煤处加设缓冲装置。

2) 在割煤过程中一定要掌握好采煤机速度，保持在 $5\text{m}/\text{min}$ 左右。

3) 破碎机锤头高度保持在 $150\sim 200\text{mm}$ 之间。

4) 机组司机要掌握好采高,严禁割底割顶。

- 5) 停机时及时停水,若工作面遇水大时,要及时采取排水措施。
- 6) 在顺槽皮带机头处加设除铁器。
- 7) 各级运输机司机严格把关,禁止杂物(板皮、木料)进入运煤系统。
- 8.顶板维护及矿压观测措施

作面支架能够超前拉时必须超前拉架,且工作面所有支架拉过后必须升紧达到初撑力;顺槽巷道超前工作面 50m 加强维护,对于失效锚杆由调度室安排重新补打,对于网破地点必须进行补网并联好。

矿压监测由当班班长及验收员完成,每班班后记录在矿压观测记录表上,并交相关领导。

6.1.8 回采工作面正规循环作业

1.劳动组织形式

劳动组织以采煤机割煤工序为中心来组织拉架、移溜、清煤等工作,即采用分工种追机平行作业,以充分利用工时、空间,充分发挥综合机械化效能。工作面为一次采全高,设计采高为 4.8m,工作面沿底板推进,机头、机尾各 10 米随巷道顶底板平缓过渡。循环进度 4.8m。根据后面通风设计回采工作面风量计算,遵循以风定产原则。采用“三八”制作业(一个班检修,两个班生产),均执行现场交接班制,每班有效工时为八个小时。

循环方式为生产班进 3 个循环,日进 6 个循环。

24 小时正规循环作业图表,见采煤方法图。

劳动组织配备表见表 6.5。

表 6.5 劳动组织配备表

	定员			
	生产一班	生产二班	检修班	总计
采煤机司机	2	2	2	6
移架推溜工	2	2	2	6
刮板机司机	1	1	1	3
转载机司机	1	1	1	3
泵站 司机	1	1	1	3
皮带机司机	3	3	12	18
端头维护工	3	3	4	10
浮煤清理工	2	2		4
电缆 工	1	1		2
班 长	3	3	3	9
验 收 员	1	1		2
电 工	1	1	5	7
库 工			3	3
合 计	21	21	34	76

2. 技术经济指标

① 循环产量

循环产量按下列公式计算：

$$Q_1 = L_1 \times S \times M_1 \times P \times C \quad (6.2)$$

$$Q_2 = L_2 \times S \times M_2 \times P \times C \quad (6.3)$$

$$Q = Q_1 + Q_2 \quad (6.4)$$

式中： Q_1 ——割 4.8m 采高段一刀煤产量，t；

Q_2 ——割过渡段一刀煤产量，t；

Q ——循环产量，t；

L_1 ——工作面 4.8m 采高段倾斜长度，m；

L_2 ——工作面过渡段倾斜长度，m；

S ——循环进度，0.8m；

M_1 ——工作面中段采高，4.8m m；

M_2 ——工作面过渡段采高，取平均值 4.6m；

P ——煤的容重， $1.35\text{t} / \text{m}^3$ ；

C ——工作面可采范围内回采率，97%；

则： $Q_1 = (180 - 20) \times 0.8 \times 4.8 \times 1.35 \times 0.97 = 660\text{t}$

$Q_2 = 20 \times 0.8 \times 4.6 \times 1.35 \times 0.97 = 79.03\text{t}$

循环产量 $Q = Q_1 + Q_2 = 660 + 79.03 = 739.03\text{t}$

② 日产量 = $Q \times \text{日循环数} = 739.03 \times 6 = 4039.03\text{t}$

③ 吨煤成本

根据矿上实际数据取为 40.2 元/吨，工作面主要技术经济指标见表 6.6。

表 6.6 工作面主要技术经济指标

序 号	项 目	单 位	数 量
1	工作面长度	m	180
2	采 高	m	4.8
3	煤的容重	t/m^3	1.35
4	循环进度	m	0.8
5	循环产量	t	739.03
6	日循环数	个	6
7	日产量	t	4039.03
8	回采工效	吨/工	53.15
9	坑木消耗	$\text{m}^3/\text{万 t}$	6
10	回采率	%	94.85
11	吨煤成本	元/t	40.2

6.2 回采巷道布置

6.2.1 回采巷道布置方式

1.布置方式

工作面瓦斯涌出量为 $0.5 \text{ m}^3/\text{t}$ ，生产能力为 1.5Mt/a ，根据以风定产的要求以及后面通风设计关于工作面通风方式选择的比较论述，确定采用 U 型通风方式。工作面回采巷道布置方式为一进一回，每个工作面共布置两条分带斜巷，一侧布置一条，一条巷道布置皮带，为分带运输斜巷，另一条做为分带回风斜巷。采用连续采煤机割煤，锚杆机进行支护的机械化掘进方式。

6.2.2 回采巷道参数

1. 断面

平巷、联络巷断面均为 5m 宽，3.6m 高。采用胶胶带输送机运煤，无极绳牵引矿车辅助运输，故 3501 工作面分带运输斜巷布置 1000mm 宽的皮带运煤，分带运输斜巷铺轨布置设备列车，并布置排水管路和动力电缆。

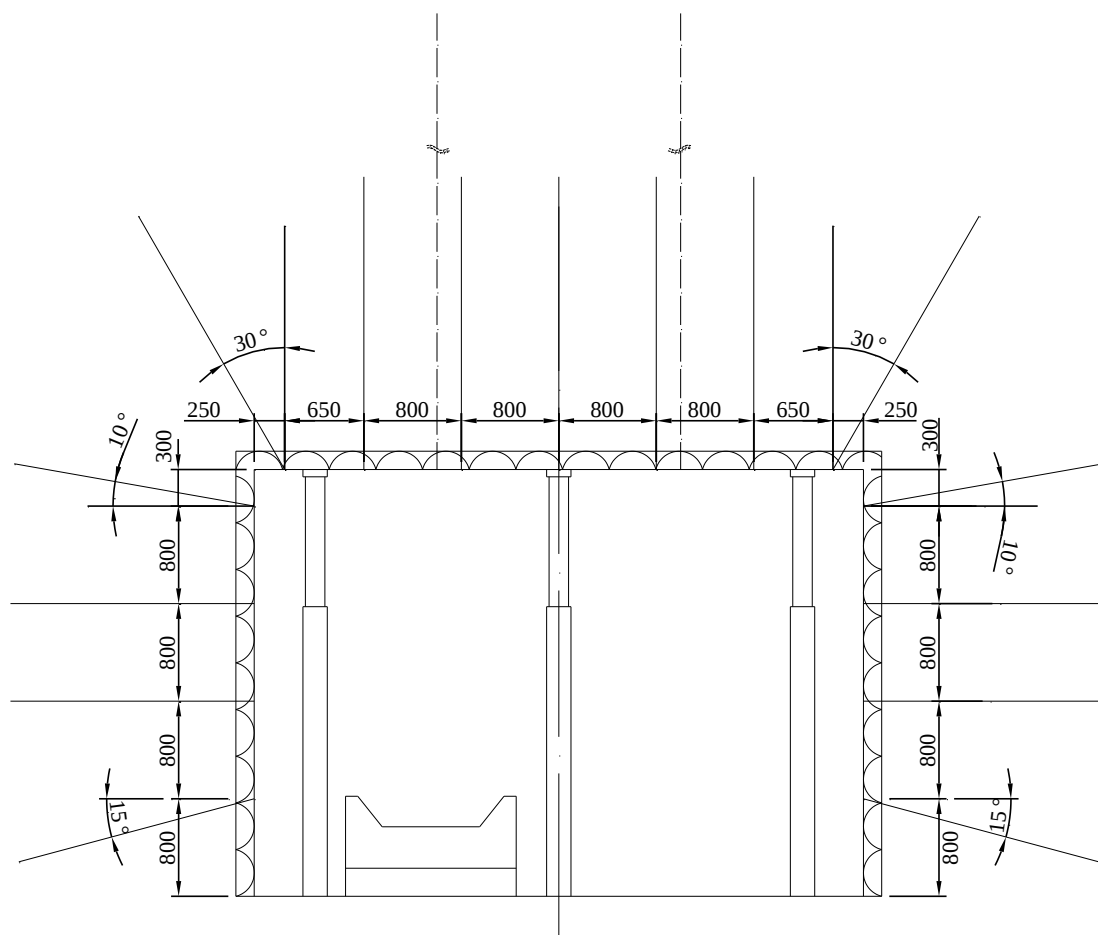


图 6-2 区段运输斜巷断面

2. 支护

各巷道断面及支护特征均相同,为锚网索支护,矩形断面。掘进宽度为 5.3m,

高为 3.65m, 设计掘进断面为 19.38m^2 , 净断面为 17.5m^2

1) 顶板支护

锚杆形式和规格: 杆体为 20#左旋无纵筋高强度螺纹钢锚杆, 长度 2.4 米, 杆尾螺纹为 M22, 规格型号 20#—M22—2400。

锚固方式: 树脂加长锚固, 采用两支锚固剂, 一支规格为 K2335 (先放), 另一支规格为 Z2360 (后放), 钻孔直径为 28mm, 锚固长度为 1300mm。

钢筋托梁规格: 采用 $\Phi 16\text{mm}$ 的钢筋焊接而成, 宽度为 100mm, 长度 4.8m, 规格型号为 $\Phi 16$ —4800—100—6。

托盘: 采用拱形高强度托盘, 规格为 $150\times 150\times 8\text{mm}$ 。

锚杆角度: 靠近巷帮的顶板锚杆安设角度与顶板垂线成 30 度角, 其余与顶板垂直。

网片规格: 采用铁丝编织的菱形金属网护顶, 规格型号 $50\times 50\text{mm}$ 、 $5.5\times 1.1\text{m}$ 。

锚杆布置: 锚杆排距 1m, 每排 7 根锚杆, 间距 800mm, 靠近巷帮的顶锚杆距巷帮 250mm。

锚索: 单根钢绞线, $\Phi 15.24\text{mm}$, 长度 7.3m, 加长锚固, 采用三支锚固剂, 一支规格为 K2335 (先放), 两支规格为 Z2360 (后放)。锚索矩形布置, 每排 2 根, 排距 3m, 间距 2.0m, 距帮 1.65m。

2) 巷帮支护

锚杆形式和规格: 顺槽煤柱侧为 $\Phi 18\text{mm}$ 圆钢锚杆, 长度 2m, 杆尾螺纹为 M20, 规格型号为 $\Phi 18$ —M20—2000; 工作面一侧煤帮为 $\Phi 18\text{mm}$ 玻璃钢锚杆, 长度 2m, 杆尾螺纹为 M16, 规格型号为 $\Phi 18$ —M16—2000。

锚固方式: 树脂端部锚固, 采用一支锚固剂, 规格为 Z2360, 锚固长度 690mm。

托盘: 采用拱形高强度托盘, 规格为 $120\times 120\times 6\text{mm}$, 另外玻璃钢锚杆增加规格为 $200\times 300\times 50\text{mm}$ 的柱帽, 中心孔直径为 30mm

锚杆角度: 靠近顶板的巷帮锚杆安设角度与水平线成 10 度。

网片规格: 顺槽煤柱侧挂铁丝编织金属网护帮, 规格型号: $50\times 50\text{mm}$ 、 $3.0\times 1.1\text{m}$; 工作面一侧煤帮为玻璃钢锚杆加挂铁丝塑料编织网护帮, 不采用金属网。

锚杆布置: 锚杆排距 1m, 每帮每排 4 根锚杆, 间距 800mm。靠近顶板的巷帮锚杆距顶板 450mm, 起锚高度 800mm。

帮支护最大滞后顶支护为 3m, 严禁空帮支护。如出现帮破碎, 帮锚杆必须跟紧顶支护。

7 井下运输

7.1 概述

7.1.1 矿井设计生产能力及工作制度

矿井煤层埋藏深，储量丰富，煤质优，厚度中厚，煤层生产能力大，井型为 1.5Mt/a。

矿井工作制度为“三八”制，两班生产，一班检修，每天净提升时间为 16h，矿井设计年工作日 330d。

7.1.2 煤层及煤质

带区设计开采煤层为 3_下煤层，位于山西组下部，全区范围内属不稳定~较稳定煤层，但在东部可采区范围内，属较稳定煤层，煤层结构较简单，一般不含夹石。煤层为黑色，黑褐、褐黑条痕色的软~中等坚硬煤层。煤的硬度(坚固性系数)平均 1.68，平均容重为 1.35 t/m³，块质随变质程度而增。3_下煤层平均厚度为 4.8m，煤层倾角 1°~9°，平均 3°，属于近水平煤层。瓦斯相对涌出量小于 0.5m³/t，属低瓦斯矿井。正常涌水量为 200m³/h，最大涌水量为 360m³/h。3_下煤顶底板以坚固岩石为主，次为中等坚固岩石。3_下煤层直接顶板主要为中砂岩，次为粉砂岩，零星分布有细砂岩、泥岩，首采带区孙氏店支 2 断层以东以较稳定顶板为主，次为不稳定及较稳定顶板；孙氏店断层以西以稳定顶板为主，次为较稳定及不稳定顶板。

7.1.3 运输距离和货载量

大巷平均运距为 3100m，最大运距 3416m。斜巷平均运距为 1300m，最大运距 1785m；故从井底车场到工作面最大运距为 5201m。

带区内布置一个工作面、一个掘进面保产，设计工作面日产量 4039.03t。煤巷掘进面日产量 792t，运煤系统各环节运输能力要大于各工作面的生产能力。

辅助运输量，根据矿井生产安排与采掘进度，材料、设备运输考虑正常生产与工作面安装和搬家两种情况；人员运输考虑以各采掘面人员一次运到位为基础，兼顾其它固定工作点的人员运输，其运量见表 7.1。

表 7.1		辅助运输量			
		正常生产材料、设备 (t/班)	工作面安装、搬家		
	人员 (人/班)		材料设备 (t/d)	支架 (架/d)	安装设备 (t/d)
东五带区	52	52	104	12 (安)	110 (安)
				21 (搬)	220 (搬)

7.1.4 矿井运输系统

1. 运输方式

运煤：由于矿井井型大，需运输系统有较大的运输能力，煤层赋存条件简单，为缓倾斜煤层，且运输距离较远，故采用胶带输送机运煤。

辅助运输：回采工作面为大功率采煤机进行开采，巷道掘进采用连续采煤机多巷掘进、锚杆支护，采掘面用人、用料量相对减少，由于轨道大巷布置在岩层中，故采用电机车辅助运输。

人员乘罐笼下井，在井底车场换乘站换乘电机车牵引的人车，由其送达各个工作地点。

材料及一般设备材料矿车装运下井，在井底车场重新连接由电机车牵引至工作面供料点，然后由带区内的材料铲运车转运到各使用点；大件设备和支架用特制平板车下井，在井底车场用起吊设备换装到支架运输平板车上，由电机车送到工作面和使用地点，再用支架铲运车协助安装到位；采煤机、连采机和梭车等用特制的平板车下井，由电机车牵引运至工作地点，其中采煤机直接由专用平板车送到采面就位。

爆破材料和油品等轻型货物由专用材料车下井后，由电机车统一运送。

2. 运输系统

1) 运煤系统：

工作面——→分带运输斜巷——→分带煤仓——→运输大巷——→主煤仓——→主井——→地面

掘进工作面——→掘进面斜巷——→运输大巷——→带区煤仓——→主煤仓——→主井——→地面

掘进工作面——→掘进面斜巷——→运料斜巷——→联络巷——→运输大巷——→井底煤仓——→主井——→地面

2) 运料系统：

地面——→副井——→井底车场——→换装站——→轨道大巷——→运料斜巷——→分带进风运料斜巷——→工作面

3) 人员运送系统：

地面——→副井——→井底车场换乘站——→轨道大巷——→各个工作地点

4) 运矸系统：

矿井巷道大多数布置在煤层中，矿井投产后，掘进基本不产生矸石，在局部掘进穿越岩层和施工风桥、顺槽运输机机头硐室时产生的少量矸石，采用无轨胶轮车搬运排弃在井下废旧巷道中，矸石不出井，因此不专门设排矸系统。

7.2 带区运输设备选择

7.2.1 设备选型原则：

1. 必须考虑矿井开拓系统状况，并与运输系统统一规划，注意上下运输环

节能能力的配套, 以及局部运输与总体运输的统一;

2. 必须使上下两个运输环节设备能力基本一致, 设计时应合理的选择 生产不均匀系数和设备能力的配套系数; 为缓和上下两个运输环节的生产不均匀性或连续性, 要采取一些缓冲措施, 如设置煤仓或储车线等;

3. 必须注意尽量减少运输转载的次数, 不要出现输送机—轨道—输送机—轨道的情况;

4. 必须使设备的运输、安装和检修方便, 并应考虑输送设备对通风、供电的要求是否合理, 电压等级是否符合等;

5. 必须在决定主要运输的同时, 统一考虑辅助运输是否合理经济等。

7.2.2 带区运输设备选型及能力验算

1 运输设备选型

结合矿上实际使用情况, 以及前面采煤工艺设计中工作面所选设备技术特征, 带区运输设备配套选型如下: 刮板输送机型号为 SGZ-730/320SW, 转载机型号为 SZD-630/75; 破碎机型号为 Wb1418; 顺槽皮带型号为 SST。各设备技术特征见表 7.2、表 7.3、表 7.4、表 7.5。

表 7.2 刮板输送机技术特征

项 目	单 位	数 目
型 号	SGZ-730/320SW	
制造厂家	唐山市德源机械制造有限公司	
生产能力	t/h	700
输送机长度	m	210
电压等级	V	660/1140
总装机功率	kW	160×2
链速	m/s	0.93
中部槽尺寸	mm	1500×730×270

表 7.3 转载机技术特征

项 目	单 位	技术 特征
型 号	SZZ-730/160	
生产能力	t/h	900
输送机长度	m	50
总装机功率	kW	160
电压等级	V	1140
链速	m/s	1.3
中部槽尺寸内宽	mm	680

工作面与运输顺槽中的运输设备采用转载机连接, 为使煤块有合理的块度, 在转载机上安装破碎机, 其型号及技术特征见表 7.4。

表 7.4 破碎机技术特征

项 目	单 位	技术 特征
-----	-----	-------

型 号		PE-400×600	
通过能力		t/h	600—1800
整机重量		t	6.5
总装机功率		kW	30
电压等级		V	1140
中部槽尺寸	长	mm	600
	宽	mm	340
	高	mm	400

表 7.5

顺槽皮带技术特征

项 目	单 位	技术 特征
型 号	SSJ1000/2×110	
生产能力	t/h	900
皮带宽度	mm	1000
电压等级	V	1140
带 速	m/s	2.5
最大输送长度	m	1000
储带长度	m	100
主电机功率	kW	110×2

2. 运输能力验算

设计长壁回采工作面采煤机最大瞬时出煤能力为 440t/h，工作面刮板输送机生产能力为 700t/h，转载机的生产能力为 900t/h，破碎机通过能力为 900t/h，顺槽皮带通过能力为 900t/h，带区运输系统各设备生产、通过能力均大于工作面最大瞬时出煤能力，且各环节依次后一设备运输能力均大于或等于前面运输设备的运输能力，故所选设备能满足要求。

7.3 大巷运输设备选择

7.3.1 主运输大巷设备选择

因采用连续采煤机掘进，回采工作面采用综采设备回采，为保证采煤设备的生产能力，并根据矿井布置实际情况，大巷带式输送机的运输能力应大于采区采煤设备的生产能力。

设计长壁回采工作面采煤机和连续采煤机的同时最大出煤能力为 440t/h，带区设缓冲煤仓，长壁回采工作面平巷带式输送机来煤进入带区煤仓，连续采煤机来煤一部分进入带区煤仓，一部分直接装载到大巷带式输送机上。大巷带式输送机承担全矿年产 1.5M t 煤炭的运输任务，属大运量、长运距的大型输送机。装备一台 B=1200mm,V=2.5m/s 的钢绳芯带式输送机，输送能力 1000t/h,采用 CST 可控启动装置，配 YB400M1-4 型电动机，大巷带式输送机见表 7.6。

项 目	单 位	数 量
带宽	mm	1200
运量	t/h	1000
带强	N/mm	ST1250 阻燃
带速	m/s	2.5
轴功率	kW	405
功率分配	P1: P2: P3	1 : 1 : 1
胶带安全系数		7.1
驱动滚筒布置及个数		头部双滚筒
驱动滚筒直径	mm	1020
驱动控制方式		CST 加鼠笼电动机
电机台数及功率	kW	3×250（防爆）
减速器型号及速比		H3SH12 i=19.25 3 台
拉紧		中部自动绞车拉紧

表 7.6

大巷带式输送机主要技术参数

7.3.2 辅助运输大巷设备选择

辅助运输设备是在矿井内运送材料、设备和人员的设备。辅助运输的落后已成为大型矿井主要瓶颈之一。辅助运输机械化不仅可以节省大量人员，而且可以提高工时效率，增加采掘工作面的产量和进度，大大减小设备搬家停产时间，提高设备效率。所以矿井辅助运输方式对矿井的发展起到至关重要的作用。根据矿区的实际情况，选择电机车牵引作为辅助运输。

7.3.3 选择电机车

1) 选择电机车的优点

- a. 电机车牵引力大。电机特性能使机车获得较大的牵引力。
- b. 维护费用少：所需辅助人员少，维护简单，动力消耗不大。
- c. 可改善劳动条件：电机车不受气候影响，电力拖动，不产生废气，避免空气污染，大大改善了劳动条件，保证了工人的安全。

2) 选择电机车的缺点

基建投资大，架线式电机车需要较大断面，会产生不良影响的泄露电流，蓄电池电机车组成成本较高。

3) 电机车适用条件

机车运输能行驶的坡度有限制，运输轨道坡度一般为 3‰，局部坡度不能超过 30‰。

4) 发展方向

a. 电机车高度自动化

b. 使用新式电机车, 如德国采用交流工频架线式电机车。

c. 改进矿车结构, 使用大容积的矿车, 国外有矿车的容积已达 30 m^3 。

7.3.4 设备选择

根据矿井地质条件(低瓦斯)及生产矿井的实际情况等各方面因素综合考虑, 设计在轨道大巷内采用架线式电机车牵引小矿车运输。小矿车选用 MG1.7-6A 型 1.5 吨固定厢式矿车, 架线电机车式选用 ZK10-6/550 型

轨道大巷采用直流架线式电机车技术特征见表 7.7。

表 7.7 直流架线式电机车

项 目		单 位	技术特征
型 号		ZK10-6/550	
粘着质量		T	10
轨 距		mm	600
最小曲率半径		m	7
受电器高度		mm	1800~2200
固定轴距		mm	1100
主动轮直径		mm	680
连接器距轨面高度		mm	270
外型尺寸		mm	4500×1060×1550
制动方式		电阻机械	
小时制牵引力		N	15092
速度	小时制	km/h	11
	最 大	km/h	25
牵引电动机	型 号	ZQ—24	
	额定电压	V	550
	小时制功率	kw	24
	台 数	台	2

表 7.8 1.5 吨固定厢式矿车

项 目		单 位	技术特征
型 号		MG1.7-6A	
容 积		m ³	1.7
装载量		t	1.5
最大装载量		t	2.7
轨 距		mm	600
轴 距		mm	750
外型尺寸		mm	2400×1050×1200
质 量		kg	718

7.3.5 运输设备能力验算

1.主运输设备

设计长壁回采工作面采煤机和连续采煤机的同时最大瞬时出煤能力为 440t/h，带区设缓冲煤仓，长壁回采工作面运输斜巷带式运输机来煤和连续采煤机来煤同时直接装载缓冲煤仓，然后再装载到大巷带式输送机上。大巷胶带运输机运输能力为 1000t/h，能满足要求。

2.辅助运输设备

矿井采掘面等各工作地点人员运输以各采掘面人员一次运到位为基础，兼顾其它固定工作点的人员运输，确定最大班需运送人员为 52 人，所选的 MT-16 型 14 座人员运送车四辆，TY2/4FB 型轻便货车 4 人座轻便货车 4 辆。一次运送能力 72 人，可以满足人员运送要求。

正常生产期间材料、设备运量为每班 52t，根据运距 5201m，平均行车速度 10km/h，装卸载调车等车时间 0.5h/次，牵引车每班可运行 5 次，所选 15t 牵引车 2 辆，每班运输能力为 75t，大于每班运量，可以满足材料、设备的运输要求。

8 矿井提升

8.1 矿井提升概述

矿井设计井型为 1.5Mt/a，服务年限 54.93 年，煤层的埋藏较浅，厚度中厚，储量丰富。矿井属低瓦斯矿井，煤层无自然发火危险，煤尘无爆炸性。

矿井工作制度为“三八”制，两班采煤，一班检修，每天净提升时间为 16h，矿井设计年工作日 330d。

矿井开拓方式为立井两水平开拓，一水平标高-235m，二水平标高-330m。主井净断面 15.90m²，深 400m；副井净断面 28.27m²，深 393m。

主井采用箕斗提升，副井采用罐笼提升。井下主运输采用胶带输送机运输，辅助运输采用轨道运输。

8.2 主副井提升

矿井提升设备是沿井筒提升煤炭、矸石、升降人员和设备，下放材料的大型机械设备，它是矿山井下生产系统和地面工业广场相连接的枢纽，是矿山运输的咽喉。

8.2.1 主井提升

由于矿井深度和产量的不断增加，缠绕式提升机的卷筒直径和宽度也随之加大，使得提升机卷筒体积庞大而笨重，给制造、运输、安装等带来很大的不便。摩擦提升与之相比，摩擦轮的宽度明显减少而且不会因井深的增加而增大，同时由于主轴跨度的减小而使得主轴的直径和长度均有所降低，整机的质量大为下降。而且由于提升机回转力矩的减小，使得提升电动机容量降低，能耗减少。单绳摩擦式提升机解决了提升机卷筒宽度过大的问题，而没有解决卷筒直径过大的问题，因为全部终端载荷由一根钢丝绳承担，故钢丝绳直径很大，所以最终选用多绳摩擦提升机。

1) 提升参数计算

a. 提升高度

$$H = H_S + H_Z + H_X \quad (8-1)$$

式中： H ——提升高度，m；

H_S ——矿井深度，400m；

H_Z ——装载高度，20 m；

H_X ——卸载高度，20 m。

$$H = 400 + 20 + 20 = 440\text{m}$$

b. 经济提升速度

$$V_m = 0.4 \times H^{0.5} \quad (8-2)$$

式中： V_m ——经济提升速度，m/s。

$$V_m = 0.4 \times 440^{0.5} = 8.39 \text{ m/s}$$

c. 一次提升循环估算时间

$$T_X = V_m/a + H/V_m + 30 \quad (8-3)$$

式中: T_X ——一次提升循环估算时间, s;

a ——初估加速度取 0.8 m/s^2 ;

30——装卸载时间。

$$T_X = 8.39 / 0.8 + 400 / 10 + 30 = 80.49 \text{ s}$$

d. 小时提升次数

$$N_s = 3600/T_X \quad (8-4)$$

式中: N_s ——小时提升次数。

$$N_s = 3600/80.49 = 45 \text{ 次}$$

e. 小时提升量

$$A_s = A_n \times c \times c_r / (B_n \times T_v) \quad (8-5)$$

式中: A_s ——小时提升量, t;

A_n ——设计年产量, 1.5Mt/a;

c ——提升不均衡系数, 1.3;

c_r ——提升备用系数, 1.3;

B_n ——年工作日, 350 d;

T_v ——日提升时间, 16 h。

$$A_s = 150 \times 10000 \times 1.3 \times 1.3 / (350 \times 16) = 453 \text{ t}$$

f. 一次合理提升量

$$Q = A_s / (2 \times N_s) \quad (8-6)$$

式中: Q ——一次合理提升量, t;

2——两套提升设备。

$$Q = 453 / (2 \times 45) = 5.03 \text{ t}$$

2) 设备选择

主井井筒净直径 4.5 m, 提升高度 400 m, 井塔高度 41.3 m, 装备两套同型号的提升机, 可同时使用, 提升能力 1440 t/h。主井提升配有定重、定容、定时联合控制的自动定量装载和卸载系统, 从而实现了主井提升系统全自动化运行。

a. 提升机

井筒装备 3.5 m 绳塔式摩擦轮提升机两套, 由德国 SIEMAG 公司提供, 主要电控设备由瑞典 ABB 公司提供 (主变压器, 励磁变压器及高压开关柜), 每台电机功率 2600 kW, 12 脉动交-交变频供电, 全数字计算控制体统, 提升机主要特征见表 8.1。

表 8.1		主提升机特征					
使用井筒	提升形式	型号	最大张力 t	功率 kW	电 力 形 式	最大提速 m/s	产地
主井	塔 式 摩 擦 轮	3.5×6	217.4	2600	交-交	10.1	德国

b.原煤提升容器

装备两套 20 t 异卸载多绳双箕斗，在井筒内并列布置。

c.装载系统

设有一个井底煤仓，容量为 4000 t。各煤仓下装有两台 KS-18/15 型防爆往复式定量仓结构。两套测重装置随同提升机、电控设备同时引进。煤炭通过给煤机及装载胶带输送机（2 台）至装载设备定量仓，经称重后，由气动操作闸门和分配溜槽翻板交替，向两个箕斗内装煤。

d.装卸台

箕斗卸载采用先进的外动力，底卸式扇形闸门结构，具有改善井塔内套架的受力，缩短提升循环时间，安全可靠等优点。在主井井塔内卸载位置对应 4 个箕斗分别安装有 4 套扇形闸开闭装置和连接煤仓与箕斗闸门的活动舌板，闸门的开闭及活动舌板的动作均采用气动控制，箕斗扇形闸门的每一个开闭气缸均采用双路井排气系统，以尽可能提高闸门开闭气缸的动作速度，减少卸载休止时间，同时也为矿井不停产检修提供方便。井塔内箕斗受煤仓容量 80 t，设有煤位及煤流讯号装置，受煤仓下安装有两台电动给煤机。

e.提升钢丝绳

主钢丝绳由德国 SIEMAG 公司配套供货，选用三角股镀锌钢丝绳六根，左右捻各三根。每根长度 670 m，单位重量 5.02 kg/m，钢丝直径为 35 mm，抗拉强度为 1670 N/mm²，每根主绳破断力总和 845 kN。

尾绳选用 8×4×9-155×26-I-镀锌扁钢丝绳三根，每根长度 670 m，单位重量 10.13 kg/m，抗拉强度 1375 N/mm²。

主井提升钢丝绳参数见表 8.2.

表 8.2		主井提升钢丝绳参数	
	主绳	尾绳	
型号	三角股镀锌	8×4×9-155×26-I	
直径(mm)	35	155×26	
单位重量(kg/m)	5.02	10.13	
抗拉强度(N/mm ²)	1670	1375	
每根绳总破断力(kN)	845		
根数	6	3	

8.2.2 副井提升

副井井筒直径 6.5m，提升高度 393 m，装备两套落地式摩擦轮提升机，能满

足大型设备，材料，矸石及人员的提升。

1) 提升机

选用德国 SIEMAG 公司两套 4×4 绳落地式摩擦轮提升机，每台电机功率为 1250 kW，47.75 rpm，交流低速同步电动机，6 脉动交-交变频供电，全数字计算机控制系统，提升机主要特征见表 8.3。

2) 提升容器

副井装备两套 1.5 t，双层宽罐笼带平衡锤。宽罐可乘 120 人，设有轨道，可升降有轨平板车和矿车，可升降总重不超过 23 t 的大件设备。

表 8.3 主提升机特征

使用井筒	提升机形式	型号	最大张力 /kN	功率 /kW	电力形式	最大提速 m/s	产地
副井	落地摩擦轮	4×4	172	1250	交-交	10	德国

3) 提升钢丝绳

主钢丝绳由德国 SIEMAG 公司配套供货，选用三角股镀锌钢丝绳，尾绳选用国产钢丝绳。副井提升钢丝绳参数见表 8.4。

表 8.4 副井提升钢丝绳参数

		主绳	尾绳
型号		三角股镀锌	8×4×19-178×28
直径(mm)		42	178×28
单位重量(kg/m)		7.5	15.05
抗拉强度(N/mm ²)		1670	1372
每根绳总破断力(kN)		1289	
根数		4	2
安全系数	大件	10.31	
	矸石物料	11.63	
	人员	14.92	

4) 操车与进出车方式

井上井下对应两股道，设有电动式推车和气动摇杆、阻车器等操车设备。两台提升机升降人员物料方式为井底提灌换层，井口沉罐换层。

9 矿井通风及安全

9.1 矿井通风系统选择

9.1.1 矿井概况

许厂煤矿位于济宁煤田的东北部,属山东省济宁市高新区所辖。煤矿距济宁市 8 km,交通十分方便,铁路、公路及水路运输均很发达。

整体来看,本矿煤层地质条件较简单,适合机械化采煤,矿井采用走向长壁长臂一次采全高综采工艺。

本矿设计生产能力为 1.5 Mt/a,服务年限 54.93a。全区主采 3_下煤层,煤层平均厚度 4.8m,倾角为 1~9°,属于近水平煤层。采用立井两水平主、副直接延伸开拓方式。煤层硬度系数 $f=1.68$,以亮煤为主,夹镜煤及暗煤条带,属光亮~半亮型煤。本矿井为低瓦斯矿井。煤尘爆炸性指数在 10%以上,属于有煤尘爆炸危险性煤层,为易自燃煤层。矿井设计生产能力按年工作日 350 d 计算,每天净提升时间宜为 16 小时。矿井工作制度,实行“三八制”。井下同时作业的最多人数为 120 人,综采面同时工作最多人数 40 人。

9.1.2 矿井通风系统的基本要求

选择任何通风系统,都要符合投产较快、出煤较多、安全可靠、技术经济指标合理等总原则。具体地说,要适应以下基本要求:

- 1) 矿井至少要有两个通地面的安全出口;
- 2) 进风井口要有利于防洪,不受粉尘等有害气体污染;
- 3) 北方矿井,冬季井口需装供暖设备;
- 4) 总回风巷不得作为主要行人道;
- 5) 工业广场不得受扇风机的噪音干扰;
- 6) 装有皮带机的井筒不得兼作回风井;
- 7) 装有箕斗的井筒不得作为主要进风井;
- 8) 可以独立通风的矿井,采区尽可能独立通风;
- 9) 通风系统要防瓦斯、火、尘、水及高温创造条件;
- 10) 通风系统要有利于深水平式或后期通风系统的发展变化。

9.1.3 矿井通风方式的确定

选择矿井通风方式时,应考虑以下两种因素:

- 1) 自然因素:煤层赋存条件、埋藏深度、冲击层深度、矿井沼气等级。
- 2) 经济因素:井巷工程量、通风运行费、设备装备费。

一般说来,新建矿井多数是在中央并列式、中央分列式、两翼对角式和分区对角式中选择。下面对这几种通风方式的特点及优缺点适用条件列表比较,见表 9-1。

表 9-1

通风方式比较

通风方式	中央并列式	中央分列式	两翼对角式	分区对角式
优点	初期投资较少，出煤较多。	通风阻力较小，内部漏风小，增加了一个安全出口，工业广场没有主要通风机的噪音影响；从回风系统铺设防尘洒水管路系统比较方便。	风路较短，阻力较小，采空区的漏风较小，比中央并列式安全性更好。	通风路线短，阻力小。
缺点	风路较长，风阻较大，采空区漏风较大。	建井期限略长，有时初期投资稍大。	建井期限略长，有时初期投资稍大。	井筒数目多，基建费用多。
适用条件	煤层倾角大、埋藏深，但走向长度并不大，而且瓦斯、自然发火都不严重。	煤层倾角较小，埋藏较浅，走向长度不大，而且瓦斯、自然发火比较严重。	煤层走向较大（超过 4km），井型较大，煤层上部距地表较浅，瓦斯和自然发火严重的新矿井。	煤层距地表浅，或因地表高低起伏较大，无法开掘浅部的总回风道。

结合本矿的实际条件：

若采用中央分列，初期工程量大，回风线路与中央并列式差不多，同时基建费用比较高，此方式并不适合；

采用两翼对角后，能够满足矿井通风要求，但需要开掘很长的开拓巷道才能构成风路，使达产期延长，非常不经济；

若采用中央并列式，因为矿井采用带区布置，这样可以尽早沟通风路，少掘开拓巷道。

井田地处平原，煤层倾角较小，适应于带区开拓，所以不适合用分区对角式。

本矿属于低瓦斯矿井，考虑到井田范围广，设计生产能力大，为了尽快出煤，减少初期投资，节省风井保护煤柱，在本设计第四章开拓方案比较中已经考虑了全矿的通风方式，也作了详细的经济比较，按照开拓设计方案，确定本矿通风方式为：采用中央并列式通风，中央风井建在工业广场内

9.1.4 主要通风机工作方式选择

煤矿主要通风机的工作方法基本上分为抽出式与压入式两种。现将两种工作方法的优缺点对比如下：

1) 抽出式主要通风机使井下风流处于负压状态，当一旦主要通风机因故停止运转时，井下风流的压力提高，有可能使采空区瓦斯涌出量减少，比较安全；

2) 压入式主要通风机使井下风流处于正压状态，当主要通风机停转时，风流压力降低，有可能使采空区瓦斯涌出量增加，比较危险。

3) 采用压入式通风时，须在矿井总进风路线上设置若干构筑物，使通风管

理工作比较困难，漏风较大。

4) 如果能够严防总进风路线上的漏风，则压入式主要通风机的规格尺寸和通风电力费用都较抽出式为小。

5) 在由压入式通风过渡到深水平抽出式通风时，有一定困难，过渡时期是新旧水平同时产生，战线较长，有时还须额外增掘一些井巷工程，使过渡期限拉得过长。如果用抽出式通风，就没有这些缺点。

综上所述，一般地说，在地面塌陷区漏风严重、开采第一水平和低沼气矿井等条件下，采用压入式通风是比较合适的，否则不宜采用压入式通风。而矿井生产能力大，且周围小煤窑较少，采用抽出式通风比较安全，漏风小。因此，确定该矿井采用抽出式通风。

9.1.5 带区通风系统的要求

1) 带区通风总要求

- a. 能够有效地控制带区内风流方向、风量大小和风气；
- b. 漏风少；
- c. 风流的稳定性高；
- d. 有利于排放瓦斯，防止煤尘自燃和防尘；
- e. 有较好的气候条件，有利于控制和处理事故；
- f. 安全经济合理技术。

2) 带区通风的基本要求：

- a. 每一生产水平和每一带区都必须布置单独的回风道，实行分区通风。
- b. 回采工作面和掘进工作面都应采用独立通风。
- c. 煤层倾角大于 12° 的回采工作面，带用下行通风时，须报总工程师批准，并须遵守下列规定：

(1) 回采工作面风速，不得低于 1m/s 。

(2) 机电设备设在回风道时，回采工作面回风道风流中的甲烷不得超过 1% ，并应装有甲烷自动检测报警断电装置。

- d. 掘进工作面 and 回采工作面的进风和回风，都不得经过采空区和冒落区。
- e. 井下机电硐室必须设在进风风流中。
- f. 采空区必须及时封闭。
- g. 倾斜运输巷道，不应设置风门。
- h. 改变一个带区的通风系统时，应报矿总工程师批准。

9.1.6 工作面通风方式的选择

带区通风系统是矿井通风系统的中心，其结构决定着矿井通风系统的最重要的参数和指标（如漏风量，稳定性程度等），因而搞好带区通风是保证矿井安全生产的基础。

矿井属于低瓦斯矿井，采区采用两条上山就可满足通风、生产的需要，采区

上山采用一进一回的通风方式。一进一回的通风方式一般可以采用两种方式：分带轨道斜巷进风，运煤斜巷回风；运煤斜巷进风，分带轨道斜巷回风。

轨道斜巷进风与运煤斜巷进风的比较：

轨道斜巷进风：这种通风方式新鲜风流不受煤炭释放的瓦斯、煤尘污染及放热影响。带区下部的绞车房易于通风，

运煤斜巷进风：由于风流方向与运煤方向相反，容易引起煤尘飞扬，煤炭在运输过程中所释放的瓦斯，可使进风流的瓦斯和煤尘浓度增大，影响工作面的安全卫生条件。运输机设备所散发的热量，使进风流的温度升高。此外，运输矿车来往频繁，需要加强管理，防止风流短路。

结合以上信息，本设计选用轨道斜巷进风，运输斜巷回风。故工作面宜采用“U”形通风方式。

9.1.7 回采工作面进回风巷道的布置

采场通风方式的选择与回风的顺序、通风能力和巷道布置有关。目前工作面通风系统形式主要有“U”、“W”、“Y”、“Z”、“H”形，各种形式的优缺点及使用条件如下（由于工作面为后退式开采，故各种通风形式只考虑后退式）：

“U”型通风：在区内后退式回采中，这种通风方式具有风流系统简单、漏风小等优点，但风流线路长，变化大，工作面上隅角易积聚瓦斯，工作面进风巷一次掘进，维护工作量大。这种通风方式，如果瓦斯不太大，工作面通风能满足要求，即可采用。

“Y”型通风：当采煤工作面产量大和瓦斯涌出量大时，采用这种方式可以稀释回风流中的瓦斯。对于综合采工作面，上下平巷均进新鲜风流有利于上下平巷安装机电设备，可以防止工作面上隅角瓦斯积聚及保证足够的风量，这种通风方式适用于瓦斯涌出量大的工作面，但需要边界准备专用回风上山，增加了巷道掘进、维护费用。

“W”型通风：当采用对拉工作面时，可以采用上下平巷同时进风和中间巷道回风的方式。采用此种方式有利于满足上下工作面同采，实现集中生产需要。这种通风方式的只要特点是不用设置第二条风道；若上下端平巷进风，在该巷只撤、安装、维护采煤设备等有良好的环境；同时，易于稀释工作面瓦斯，使上隅角瓦斯不易积聚，排放炮烟、煤尘速度快。

“Z”型通风：回风巷为沿空巷，可以提高煤炭回采率；巷道采准工作量小；采区内进风总长基本不变，有利于稳定风阻；无上隅角瓦斯积聚问题，但是回风巷常出现沼气超限的情况；同时也需要在边界准备专用回风上山，增加了行道的维护和掘进费用。

“H”型通风：工作面风量大，有利于进一步稀释瓦斯。这种方式通风系统较复杂、区段运输平巷、回风巷均要先掘后留，维护、掘进工程量大，故较少采用。

对照以上工作面通风系统形式，结合本矿井的地质条件、巷道布置和通风能

力确定定采用“U”型后退式通风方式。

9.2 带区及全矿所需风量

9.2.1 采煤工作面实际需要风量

每个采煤工作面实际需要风量,应按沼气(或二氧化碳)涌出量、工作面气温、风速和人数等规定分别计算,然后取其中最大值。

1) 按瓦斯、二氧化碳涌出量计算

根据《矿井安全规程》规定,回采工作面回风巷风流中瓦斯和二氧化碳的浓度不得超过 1%。本矿瓦斯绝对涌出量为 $2.42\text{m}^3/\text{min}$,以瓦斯涌出量计算工作面风量。即:

$$Q_{wi}=100\times Q_{gwi}\times K_{gwi} \quad (9-1)$$

式中: Q_{wi} ——第 i 个回采工作面实际需风量, m^3/min ;

Q_{gwi} ——第 i 个工作面回采时沼气的平均绝对涌出量, m^3/min ;

K_{gwi} ——第 i 个工作面的瓦斯涌出不均衡系数,取 $K_{gwi}=1.4$ 。

$$Q_{wi}=100\times 2.42\times 1.4=338.8\text{ m}^3/\text{min}$$

2) 按工作面气温与风速的关系计算

采煤工作面应有良好的劳动气候条件,温度和风速应符合下列要求,见表 9-2。

表 9-2 工作面适宜气候条件

工作面温度 (°C)	<15	15~18	18~20	20~23	23~26
工作面风速 (m/s)	0.3~0.5	0.5~0.8	0.8~1.0	1.0~1.5	1.5~1.8

$$Q_{wi}=60\times v_{wi}\times S_{wi}\times K_{wi} \quad (9-2)$$

式中: v_{wi} ——第 i 个回采工作面风速,进风流温度 $20\sim 23^\circ\text{C}$,取 $V_{ai}=1.4\text{ m/s}$;

S_{wi} ——第 i 个回采工作面有效通风断面,取 17.5 m^2 ;

K_{wi} ——第 i 个回采工作面长度系数,取 1.4。

$$Q_{wi}=60\times 1.4\times 17.5\times 1.4=1488\text{ m}^3/\text{min}$$

3) 按人数计算

按每人每分钟所需风量和工作面的最多人数计算工作面所需风量。

$$Q_{wi}=4\times N_{wi} \quad (9-3)$$

式中: 4——每人每分钟供给的最低风量, m^3/min ;

N_{wi} ——第 i 个工作面同时工作的最多人数,取 50 人。

$$Q_{wi}=4\times 50=200\text{ m}^3/\text{min}$$

由以上三种方法计算的采煤工作面所需风量最大值为:

$$Q_{wi}=1488 \text{ m}^3/\text{min}$$

4) 按风速进行验算

根据《矿井安全规程》规定,采煤工作面最低风速为 0.25 m/s,最高风速为 4 m/s 的要求进行验算。对于工作面: $S_{a\text{大}}=20\text{m}^2$

$$Q_{wi} \geq 0.25 \times 60 \times S_{wi} \text{ (m}^3/\text{min)} \quad (9-4)$$

$$Q_{wi} \leq 4 \times 60 \times S_{wi} \text{ (m}^3/\text{min)} \quad (9-5)$$

$$300\text{m}^3/\text{min} \leq 1488 \text{ m}^3/\text{min} \leq 4800 \text{ m}^3/\text{min}$$

由风速验算可知, $Q_{wi}=1488 \text{ m}^3/\text{min}$ 符合风速要求。

9.2.2 掘进工作面需风量

1) 煤巷掘进工作面

a. 煤巷掘进工作面需要风量按下式计算。

$$Q_{h\text{煤}} = 60 \times v_h \times S_{h\text{煤}} \times K_t \quad (9-6)$$

式中: $Q_{h\text{煤}}$ ——煤巷掘进工作面需要风量, m^3/min ;

v_h ——掘进工作面风速, 取 0.25 m/s;

$S_{h\text{煤}}$ ——煤巷掘进巷道断面, 17.5 m^2 ;

K_t ——掘进工作面温度调整系数, 取 1.15。

$$Q_{h\text{煤}} = 60 \times 0.25 \times 17.5 \times 1.15 = 302 \text{ m}^3/\text{min}$$

b. 计算出煤巷掘进工作面需要风量后,按瓦斯、二氧化碳涌出量和人数等规定分别进行验算。

(1) 按瓦斯、二氧化碳涌出量计算

$$Q_{h\text{煤}} \geq 100 \times Q_{gh} \times K_{gh} \quad (9-7)$$

式中: Q_{gh} ——掘进工作面瓦斯绝对涌出量, $0.52 \text{ m}^3/\text{min}$;

K_{gh} ——掘进工作面瓦斯涌出不均衡系数, 取 1.5。

单个煤巷掘进工作面日产量: 792t;

瓦斯绝对涌出量: $Q_{gh} = 792 \times 2.42 / (60 \times 24) = 1.33 \text{ (m}^3/\text{min)}$

$$Q_{h\text{煤}} \geq 100 \times 1.33 \times 1.5 = 199.5 \text{ m}^3/\text{min}$$

(2) 按工作面最多人数计算

$$Q_{h\text{煤}} \geq 4 \times N_{h\text{煤}} \quad (9-8)$$

式中: $N_{h\text{煤}}$ ——煤巷掘进工作面同时工作的最多人数, 取 50 人。

$$Q_{h\text{煤}} \geq 4 \times 50 = 200 \text{ m}^3/\text{min}$$

所以煤巷掘进面所需风量 $302 \text{ m}^3/\text{min}$ 符合要求。

2) 岩巷掘进工作面

a. 岩巷掘进工作面需要风量按下式计算:

$$Q_{h\text{岩}} = 60 \times v_h \times S_{h\text{岩}} \times K_t \quad (9-9)$$

式中: $Q_{h岩}$ ——岩巷掘进工作面需要风量, m^3/min ;

$S_{h岩}$ ——岩巷掘进巷道断面, 取 $15 m^2$ 。

$$Q_{h岩} = 60 \times 0.25 \times 15 \times 1.15 = 258.75 m^3/min$$

b. 按炸药量验算

$$Q_{h岩} = 25 \times A_h \quad (9-10)$$

式中: 25——使用 1kg 炸药的供风量, m^3/min ;

A_h ——岩巷掘进工作面一次爆破所用的最大炸药量, 以本矿大巷断面为标准, 炸药消耗量为 $96 kg/100m^2$, 所以一次爆破用量为 $96 \times 15/100 = 14.4 kg$ 。

$$Q_{h岩} = 25 \times 14.4 = 360 m^3/min$$

所以岩巷掘进面所需风量为 $360 m^3/min$ 。

3) 全矿掘进工作面所需风量

由上面可知 岩巷需风量为 $360 m^3/min$; 煤巷需风量为 $302 m^3/min$

全矿共有煤巷掘进面两个, 岩巷掘进面两个, 所以:

$$Q_h = 3 \times Q_{h煤} + 2 \times Q_{h岩} \quad (9-11)$$

$$Q_h = 2892 m^3/min$$

9.2.3 硐室需风量

根据邢台矿区硐室通风标准的经验数据, 各种硐室需要的风量如下:

表 9-3 硐室需风量表

序号	硐室名称	需风量
1	机电硐室	180
2	充电硐室	200
3	中央变电所	180
4	火药库	214
合计		774

9.2.4 其它巷道所需风量

其它巷道所需风量由下式计算:

$$\sum Q_d \geq 60 \times 0.25 \times S \times 4 \quad (9.11)$$

式中: S ——其它巷道平均断面面积, 取 $S = 15 m^2$;

$$\sum Q_d = 60 \times 0.25 \times 15 \times 4 = 900 (m^3/min)$$

取为: $900 m^3/min$

9.2.5 矿井总风量计算

矿井的总进风量, 应按采煤, 掘进, 硐室及其它地点实际需要风量的总和计

算:

$$Q_m = [\Sigma Q_{wt} + \Sigma Q_{ht} + \Sigma Q_{rt} + \Sigma Q_{其它}] \times 110\% \times k_m \quad (9-12)$$

式中: Q_m ——矿井的总进风量, m^3/min ;

ΣQ_{wt} ——采煤工作面和备用面所需风量, m^3/min ;

ΣQ_{ht} ——掘进面所需风量, m^3/min ;

ΣQ_{rt} ——硐室所需风量, m^3/min ;

$\Sigma Q_{其它}$ ——其他巷道所需风量, m^3/min ;

k_m ——矿井通风(包括矿井内部漏风和配风不均匀等因素)系数,可取 1.15-1.25, 取 1.2。

$$Q_m = (1488 + 2892 + 774 + 900) \times 1.2 = 7264.8 \text{ } m^3/min$$

2. 根据矿井人数计算,按下式计算:

$$Q = 4 \times N \times K \quad (9.13)$$

式中: N ——井下同时工作的最多人数,取 $N=400$ 人;

K ——风量备用系数,取 $K=1.2$;

则: $Q = 4 \times N \times K = 4 \times 400 \times 1.2 = 2400 \text{ } (m^3/min)$

两种方法取最大值,则矿井总风量通风总风量为 $7654.5 m^3/min$ 。由于矿井通风容易时期与通风困难时期的工作面和掘进面的个数均相同,故通风容易时期与通风困难时期的风量相同,均为 $7264.8 m^3/min$ 。

9.2.6 风量分配

1. 通风容易时期和困难时期的确定

在主要通风机服务年限内,随着采煤工作面及带区接替的变化,通风系统的总阻力也将因之变化。其通风容易时期在中部正常回采期间,困难时期在东、西区接替时期。

在通风容易时期:中部有一个回采工作面、一个备采工作面、两个分带斜巷煤巷掘进面。两个岩巷大巷掘进面和一个岩巷掘进面。

在通风困难时期:西区有一个回采工作面,一个备采工作面、两个分带斜巷煤巷掘进面。西区两个岩巷大巷掘进面和一个岩巷掘进面。

2. 配风的原则和方法

根据实际需要由里向外的原则配风,逆风将各用风地点计算值乘以 1.2 就是各用风地点实际风量,采煤工作面只配计算的风量,上下顺槽的风量乘以 1.2。顺风流而下,遇到分风地点则加上其它风路的风量,一起分配给未分风前的那条风路,作为该风路的分量,直至确定进风井的风量。

1) 工作面,考虑到工作面的采空区漏风占工作面风量的 20%,工作面进风侧运输平巷风量为:

$$Q_{进} = 1488 \times 1.2 = 1785.6 m^3/min$$

2) 准备工作面: $Q_{备} = 744 \times 1.2 = 892.8 m^3/min$

3) 煤巷掘进面: $Q_{\text{煤}}=906 \times 1.2=1087.2\text{m}^3/\text{min}$

4) 岩巷掘进面: $Q_{\text{岩}}=720 \times 1.2=864\text{m}^3/\text{min}$

5) 硐室及火药库: $Q_{\text{硐}}=774 \times 1.2=928.8\text{m}^3/\text{min}$

7) 其它巷道: $Q_{\text{其它}}=900 \times 1.2=1080\text{m}^3/\text{min}$

经以上分配过程, 矿井风量正好分配完毕。

井巷风速验算结果见表 9.4。

表 9.4 井巷风速验算表

井巷	限速 m/s		有效断面 m^2	实际风速 m/s	备注
	低	高			
风井	—	15	28.27	4.28	符合
副井	—	8	28.27	4.28	符合
井底车场	—	8	15.5	8.02	符合
采煤工作面	0.25	4	17.5	1.41	符合
煤炭运输大巷	—	8	14.2	1.06	符合
辅助运输大巷	—	8	15.5	8.02	符合

9.3 矿井通风总阻力计算

矿井通风阻力的大小是选择通风设备的主要依据, 所以, 在选择矿井主要通风机之前, 必须首先计算通风总阻力。

按照经过巷道时产生阻力的方式不同, 可分摩擦阻力和局部阻力。摩擦阻力一般占通风阻力的 90% 左右, 它是矿井通风设计选择主要通风机的主要参数。

主要通风机的选择, 工作风压要满足最大的阻力, 因此先确定容易、困难时期的最大阻力路线。

9.3.1 矿井通风总阻力计算原则

1) 矿井通风的总阻力, 不应超过 2940 Pa。

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

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

4) 应计算出通风困难时期的最大风阻和通风容易时期的最小阻力, 使其选用的主要通风机既满足困难时期的通风需要, 又能在通风容易时期工况合理。

9.3.2 确定矿井通风容易和困难时期

根据前期确定的开拓方式布置, 以及带区区段长度的变化, 得出通风困难容易时期如下:

1. 通风容易时期中央区段 (如图 9.1)

地面 → 副井井口 1 → 2 → 3 → 4 → 5 → 6 → 7 → 8 → 9 → 10 → 中央风井 11 → 地面;

2. 通风困难时期西翼区段（如图 9.2）

地面→副井井口 1→2→3→4→5→6→7→8→9→10→中央风井 11→地面；

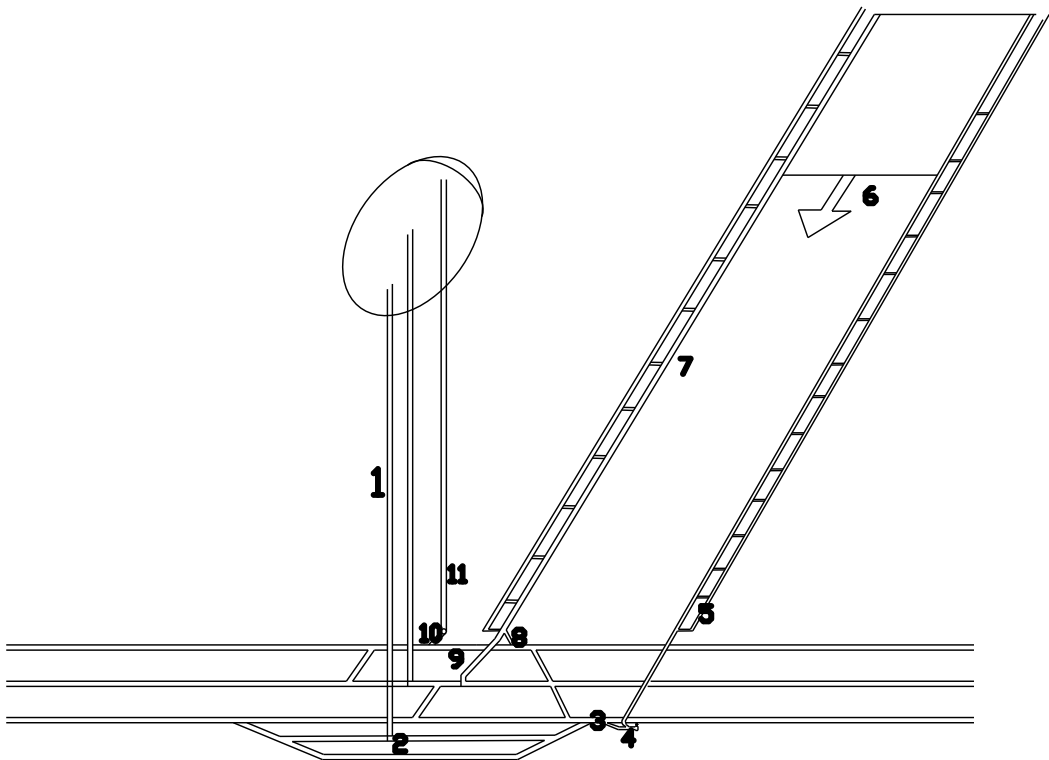


图 9.1 通风容易时期



图 9.2 通风困难时期

9.3.3 矿井通风阻力计算

沿着上述两个时期通风阻力最大的风路,分别用下式计算出各段风路井巷的磨擦阻力:

$$h_{fr}=aLUQ^2/S^3 \quad (\text{式 } 9.14)$$

式中: h_{fr} ——巷道摩擦阻力;

L 、 U 、 S ——分别是巷的长度、周长、净断面积;

Q ——分配给井巷的风量;

α ——各巷道的摩擦阻力系数。

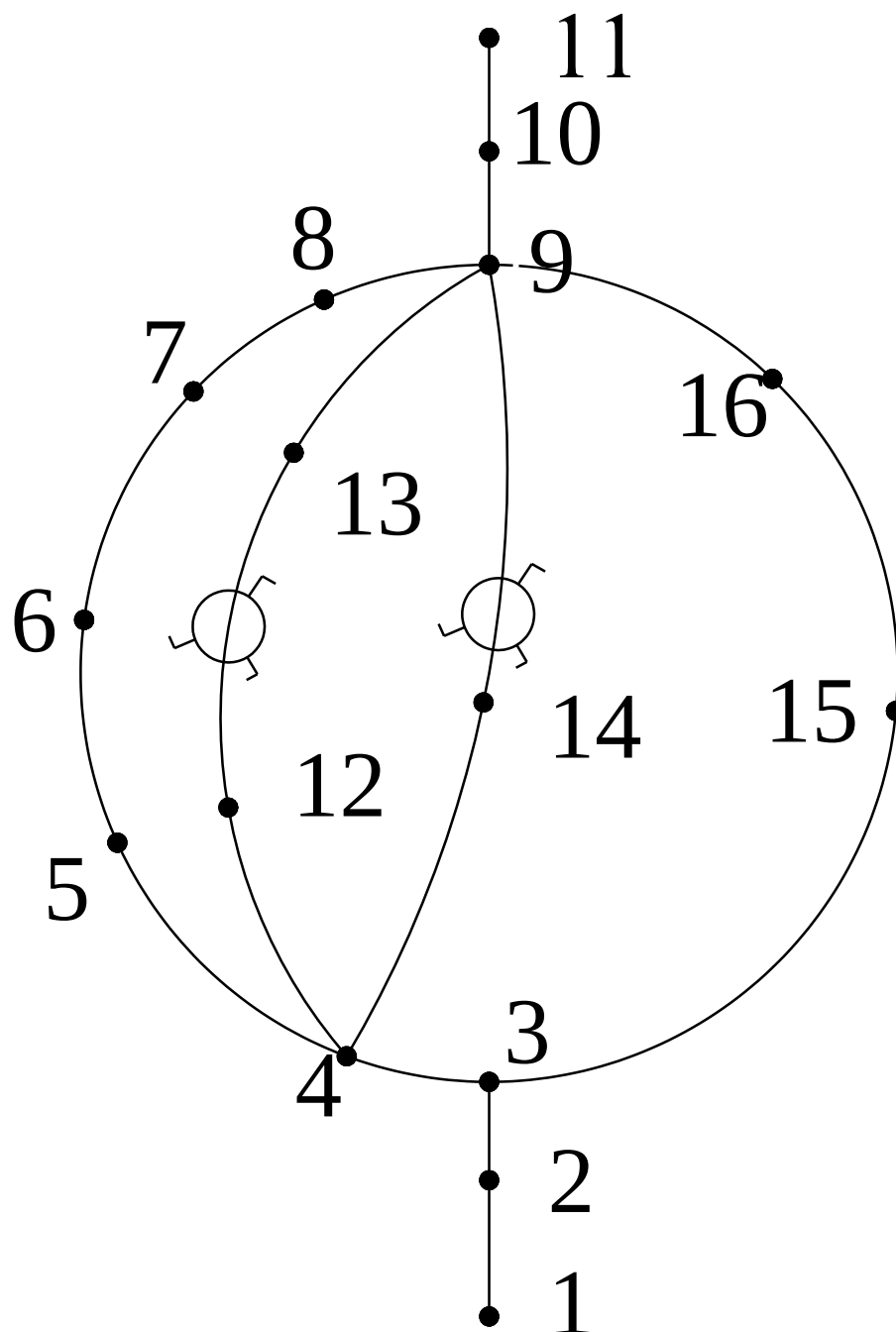


图 9.3 通风容易时期网络图

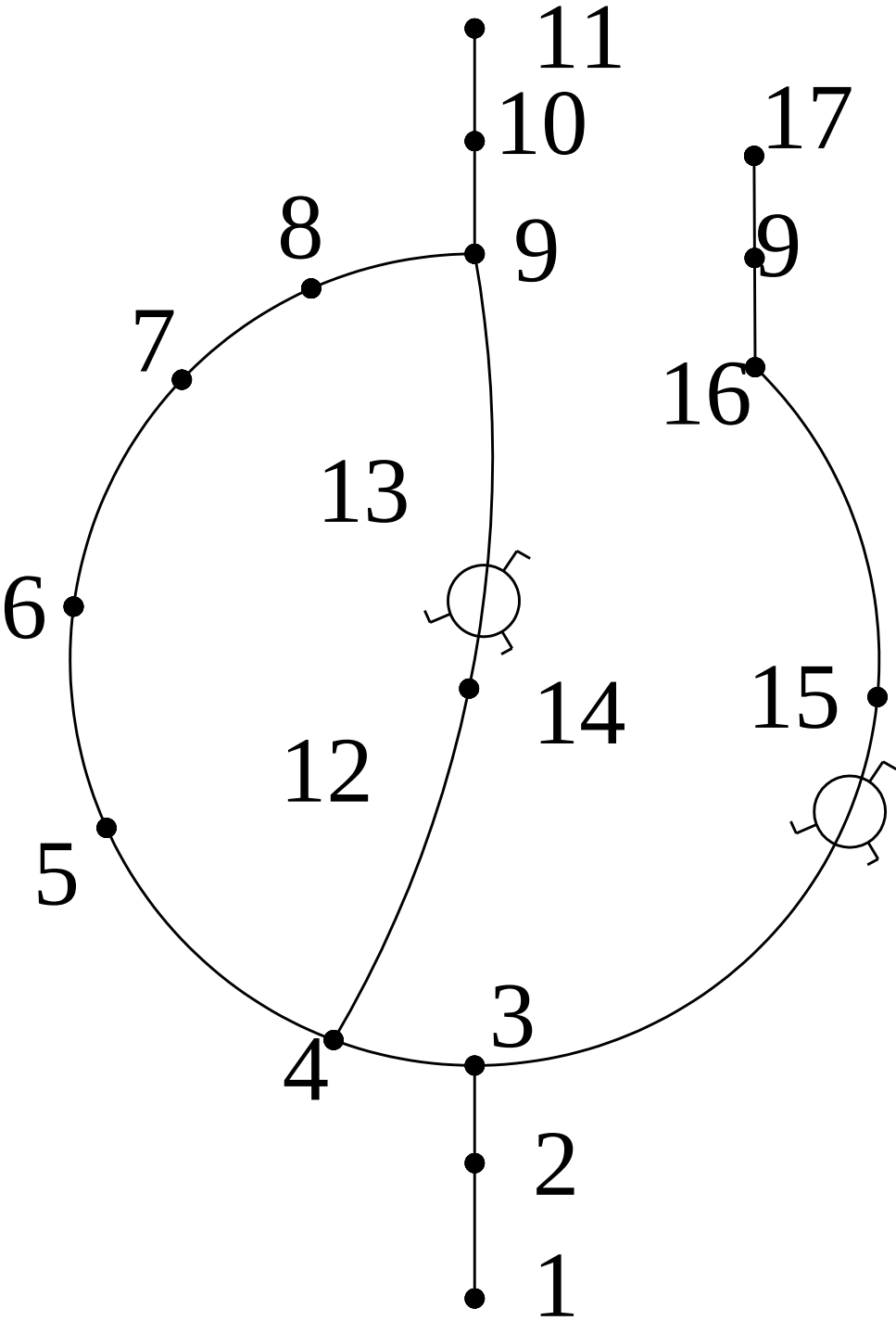


图 9.4 通风困难时期网络图

表 9.5

通风容易时期阻力计算表

号	巷道名称	支护方式	$\alpha \times 10^4$	L	U	Q	S	h
1	副井	钢筋混凝土	50	350	20.4	121.08	33.17	119.0879
2	井底车场	砖砌碛	27	400	17.5	103.08	24.3	13.99561
3	轨道大巷	锚喷	90	20	15	88.08	¹ 7.6	3.842204
4	进风运料斜巷	锚喷	90	100	15	29.76	17.5	2.230928
5	带区轨道斜巷	锚网	260	2100	17	29.76	17.5	153.3887
6	工作面	支撑掩式支架	340	240	17	29.76	13.2	53.41745
7	带区运输回风斜巷	锚网	260	2100	17	29.76	17.5	153.3887
8	回风斜巷	锚喷	90	30	17	29.76	17.5	0.758515
9	回风大巷	锚喷	90	20	17.12	121.08	17.3	8.725348
10	回风石门	锚喷	90	20	17.12	121.08	14.5	14.81894
11	中央风井	钢筋混凝土	37	415	18.84	121.08	15.7	109.5914

表 9.6

通风困难时期风阻计算表

序号	巷道名称	支护方式	$\alpha \times 10^4$	L	U	Q	S	h
1	副井	钢筋混凝土	350	415	0.41	121.08	33.17	119.0879
2	井底车场	砖砌碛	27	400	17.5	103.08	24.3	13.99561
3	轨道大巷	锚喷	90	1920	15	88.08	17.6	368.8515
4	进风运料斜巷	锚喷	90	100	15	29.76	17.5	2.230928
5	带区轨道斜巷	锚网	260	590	17	29.76	17.5	43.09491
6	工作面	支撑掩护式支架	340	240	17	29.76	13.2	53.41745
7	带区运输回风斜巷	锚网	260	590	17	29.76	17.5	43.09491
8	回风斜巷	锚喷	90	30	17	29.76	17.5	0.758515
9	回风大巷	锚喷	90	1900	17.12	121.08	17.3	828.9081
10	回风石门	锚喷	90	20	17.12	121.08	14.5	14.81894
	中央风井	钢筋混凝土	37	415	18.84	121.08	15.7	109.5914

矿井通风阻力和见表 9.7。

表 9.7		风路总阻力
通风时期	容易时期	困难时期
阻力(pa)	633.25	1597.85

9.3.4 矿井通风总阻力

容易时期通风总阻力: $h_{rmin}=1.2 \times \sum h_{rfmin}$ (式 9.15)

困难时期通风总阻力: $h_{rmax}=1.15 \times \sum h_{rfmax}$ (式 9.16)

式中: 1.2、1.15 为考虑风路上有局部阻力的系数。

$\sum h_{rfmin}$ 、 $\sum h_{rfmax}$ 是矿井通风困难和容易时期的阻力之和;

则: $h_{rmin}=1.2 \times 633.25=759.9\text{Pa}$ (<2940 Pa)

$h_{rmax}=1.15 \times 1597.85=1837.52\text{Pa}$ (<2940 Pa)

矿井通风总风阻见表 9.8。

表 9.8		矿井通风总阻力
通风时期	容易时期	困难时期
总阻力(pa)	759.9	1837.52

9.3.5 两个时期的矿井总风阻和总等积孔

矿井通风总风阻计算公式: $R=h_r/Q_f^2$ (9.17)

矿井通风等积孔计算公式: $A=1.1896/R^{0.5}$ (9.18)

式中: R ——矿井风阻, $N \cdot S^2/m^8$;

h_r ——矿井总阻力, Pa;

Q_f ——矿井总风量, m^3/s ;

A ——矿井等积孔, m^2 。

容易时期:

总风阻为: $R=h_{rmin}/Q_{fmin}^2=759.9/(7264.8/60)^2=0.052(N \cdot S^2/m^8)$

总等积孔: $A_{rmin}=1.1896/R^{0.5}=1.1896/0.052^{0.5}=5.23 (m^2)$

全矿总阻力: $h_{rmax}=759.9 (Pa)$

困难时期:

总风阻为: $R=h_{rmax}/Q_{fmax}^2=1837.52/(7264.8/60)^2=0.125 (N \cdot S^2/m^8)$

总等积孔: $A_{min}=1.1896/R^{0.5}=1.1896/0.125^{0.5}=3.36 (m^2)$

全矿总阻力: $h_{rmax}=1837.52 (Pa)$

通风容易时期和通风困难时期的等积孔见表 9.9:

表 9.9 矿井等积孔

通风时期	容易时期	困难时期
等积孔(m ²)	5.23	3.36

由以上计算看出,本矿井通风容易时期和通风困难时期总等积孔均大于 2m²,总风阻均小于 0.35 N S²/m⁸,属于通风容易矿井。

9.4 选择矿井通风设备

9.4.1 选择主要通风机

根据前面计算,用风机的个体特性曲线来选择主要通风机,要先确定通风容易和通风困难两个时期主要通风机运转时的工况点。

1) 自然风压

矿井井筒深度超过 400m,通风机的压力与自然风压有很大关系,通风机选型时计算风机压力须计算出矿井自然风压。矿井自然风压的大小,最要取决于矿井风井的深度及内部的风流的密度。自然风压的计算公式:

$$h_n = H \times (r_1 - r_2) \times g \quad (9-17)$$

式中: h_n ——自然风压, Pa;

H ——井筒深度, m;

r_1 ——进风井(副井)中风流的密度, kg/m³;

r_2 ——回风井中的风流密度, kg/m³;

g ——重力加速度, 9.8 m/s²。

由于矿井进回风井的风流参数因季节的不同而不同,所以分夏季和冬季两个差别较大的时期。详细见表 9-11。

表 9-11

井筒风流密度

井筒	副井	风井
冬季(kg/m ³)	1.22	1.21
夏季(kg/m ³)	1.19	1.20

于是冬季的自然风压 h_{n1} 为

$$h_{n1} = 415 \times (1.22 - 1.21) \times 9.8 = 40.67 \text{ Pa}$$

夏季的自然风压 h_{n2} 为

$$h_{n2} = 415 \times (1.19 - 1.20) \times 9.8 = -40.67 \text{ Pa}$$

2) 主要通风机工作风压

a. 该矿井为抽出式通风,通风容易时期主要通风机静风压:

$$h_{rsmin} = h_{rmin} - h_{n冬} + h_{风阻} \quad (9-18)$$

式中: h_{rmin} ——通风容易时期矿井通风总阻力, Pa;

$h_{n冬}$ ——容易时期帮助通风的自然风压, $h_{n冬} = 48 \text{ Pa}$;

$h_{\text{风峒}}$ ——风峒的通风阻力，通常为 20~50 取 50 Pa。

$$h_{rsmin} = 759.9 + 48 - 50 = 757.9 \text{ Pa}$$

b. 通风困难时期，考虑自然风压反对主要通风机通风，主要通风机静风压：

$$h_{rsmax} = h_{rmax} - h_{n\text{夏}} + h_{\text{风峒}} \quad (9-19)$$

式中： h_{rmax} ——表示通风困难时期矿井通风总阻力，Pa；

$h_{n\text{夏}}$ ——表示困难时期反对通风的自然风压， $h_{n\text{夏}} = -48 \text{ Pa}$ ；

$h_{\text{风峒}}$ ——表示风峒的通风阻力，通常为 20~100 Pa，取 50 Pa。

$$h_{rsmax} = 1837.52 + 42 + 50 = 1939.52 \text{ Pa}$$

3) 主要通风机的实际通过风量 Q_f

因有外部漏风（防爆门和通风机风硐漏风）通过主要通风机的风量 Q_f 必大于矿井总风量，对于抽出式用下式计算：

$$Q_r = 1.05 \times Q \quad (9-20)$$

式中： Q_r ——实际风量， m^3/s ；

Q ——风井总风量， m^3/s ；

1.05——抽出式矿井通风外部漏风系数。

容易时期： $Q_{rmin} = 1.05 \times 7264.8/60 = 127.13 \text{ m}^3/\text{s}$

困难时期： $Q_{rmax} = 1.05 \times 7264.8/60 = 127.13 \text{ m}^3/\text{s}$

矿井主扇通过实际风量 Q_f 见表 9.10。

表 9.10 矿井主扇通过实际风量

		前期	后期
风量	m^3/min	7628.04	7628.04
	m^3/s	127.13	127.13

4) 主要通风机工况点

工况点为主要通风机工作风阻曲线与通风机特性曲线的交点。主要通风机工作风阻曲线由风机风压与风量的关系方程 $h = R \times Q^2$ 确定；通风机特性曲线由选择的主要通风机确定。

容易时期： $R_{rsmin} = h_{rsmin}/Q_{rmin}^2 = 757.9/127.13^2 = 0.047 \text{ N} \cdot \text{s}^2/\text{m}^8$

困难时期： $R_{rsmax} = h_{rsmax}/Q_{rmax}^2 = 1939.52/127.13^2 = 0.120 \text{ N} \cdot \text{s}^2/\text{m}^8$

风机风压与风量的关系：

容易时期： $h_{rsmin} = R_{rsmin} \times Q_r^2 = 0.047 Q_r^2$

困难时期： $h_{rsmax} = R_{rsmax} \times Q_r^2 = 0.120 Q_r^2$

根据以上数据，在扇风机个体特性图表上（图 9-5）选定风机，中央风井选用轴流式风机，型号为 2K60No.30 型矿用通风机。

根据风机的性能曲线，可以确定扇风机实际工况点，见表 9-12。

表 9-11		风机实际工况点					
型号	时期	叶片安装角	转速 rpm	风压 Pa	风量 m ³ /s	效率	输入功率 kW
2K58-No.28	容易	20°	500	900	133	0.70	195
	困难	25°	500	1970	130	0.80	300

9.4.2 电动机选型

由于 $N_{min}/N_{max}=195/300=0.65>0.6$ ，故通风容易与困难时期均选用同一型号的电动机。

$$N_e=N_{max}\times k_e/(\eta_e\times\eta_{tr}) \tag{9-21}$$

式中： N_e ——电动机功率，kW；
 N_{max} ——通风机困难时期的输入功率，kW；
 k_e ——电动机容量备用系数,取 1.1~1.2；
 η_e ——电动机效率,可取 0.9~0.94，大型电动机取高值；
 η_{tr} ——传动效率，电动机与通风机直联 $\eta_{tr}=1$ ，皮带传动 $\eta_{tr}=0.95$ 。
 $N_e=300\times 1.1/(0.9\times 0.95)=386\text{ kW}$

根据电动机的输出功率和输入功率以及主要通风机要求的转速选择型号为 YB453S3-4 的异步电动机，其详细参数见表 9-13。

表 9-12		电动机参数							
时期	型号	功率 kW	电压 (V)	电流 (A)	转速 rpm	额定 转矩	最大 转矩	启动 方式	生产 厂家
容易	YB453S3-4	400	6000	60.3	1500	1.1	2.2	开启式	湘潭电 机厂
困难		400	6000	60.3	1500	1.1	2.2	开启式	

9.4.3 矿井主要通风设备及装备要求

- (1) 主要通风机
- a、主要通风机必须安装在地面，装有通风机的井口必须封闭严密，其外部漏风率在无提升设备时不得超过 5%，由提升设备不得超过 15%。
 - b、主要通风机必须保证正常运转。
 - c、主要通风机必须保证装置两套同等能力的通风机，其中一套备用，备用通风机或备用电动机和配套通风机，必须能在 10min 内开动；矿井不得采用局部通风机群作为主要通风机用。在特殊条件下，做临时使用时，必须报主要通风管理部门，制定措施，报省煤炭局批准。
 - d、装有主要通风机的出风井口，应安装防爆门。
 - e、主要通风机至少 每月由矿井机电部门检查一次。改变通风机转速或风叶角度时，必须报总工程师批准。
 - f、进风口必须布置在不受粉尘、灰土、有害和高温气体侵入的地方；进风

井筒冬季结冰,对工人健康和提升设施有一定的危害,必须设取暖设备。

g、采煤工作面和掘进工作面都应独立通风,特殊情况下串联通风必须符合《煤炭安全规程》第一百一十七有关规定。

h、完善矿井通风系统,合理分配风量,降低并控制负压,以减少漏风,每个工作面回采结束,要将其两顺槽就近连通并及时加以密闭,使采空区处于均压状态。

(2) 对反风风硐的要求

为使进风井筒附近和井底车场发生火灾或瓦斯爆炸时的有害气体不进入工作面,危及井下工人的生命安全,我国《煤炭安全规程》规定要求在 10min 内能吧矿井风流转过来,而且要求风量不小于正常风量的 60%。设计采用反风道反风,即在出风井另开反风道,安装反风装置。能够保证安全可靠,满足反风的时间和风量的要求。

9.5 防止特殊灾害的安全措施

9.5.1 瓦斯管理措施

1) 严格执行《安全技术操作规程》第四章第一节《煤矿安全规程》的有关规定。

2) 设专职瓦斯员对工作面每班巡回检测不得少于两次,发现问题及时汇报处理,另外建立瓦斯的个体巡检测和连续检测的双重检测系统,可靠预防和控制瓦斯事故的发生。

3) 在采煤工作面以及与其相互连接的上下斜巷设置瓦斯报警仪,检测风流中瓦斯含量,并将信息及时传递到地面控制室。

4) 严格掌握风量分配,保证各个工作面和机电硐室有足够的新风流。

5) 按井下在册人员配备隔离式自救器。

6) 按规程规定设置反风装置,风机能在规定时间内反风并达到规定风量。

7) 严禁在工作面两道再掘超过 3 m 的硐室。

8) 采后按规定时间回收,密闭,注浆。

9.5.2 煤尘的防治

1) 掘进机与采煤机都必须配备有可靠的降尘装置,掘进头风机要设防尘器。

2) 利用环境安全监测系统,及时测定风流中的风尘浓度。

3) 奖励防尘、洒水、降尘系统,对煤流各转载点必须经常喷雾洒水。

4) 对于容易积存煤尘之处,应定期进行清理。

5) 井下煤仓和溜煤眼应保持一定的存煤,不得放空,防止煤仓和溜煤眼处漏风。

6) 相邻煤层所有运输机道和回风道必须设置隔爆木棚。

7) 采掘工作面的工人应按规定佩戴防尘帽和防尘口罩。

9.5.3 预防井下火灾的措施

- 1) 实行无煤柱沿空掘巷开采, 尽量少丢煤, 清除煤层自燃发火根源。
- 2) 完善矿井通风系统, 合理分配风量, 降低并控制负压, 以减少漏风, 每个面回采结束, 要将其两斜巷就近连通并及时加以密闭, 使采空区处于均压状态。
- 3) 对个工作面及采空区进行束管监测, 电子计算机监控, 及时掌握自燃征兆和情况及时采取措施。
- 4) 煤层大巷要搞好壁后充填和喷混凝土封闭煤层, 防止煤层的风化和自燃。
- 5) 井下设置完备的消防洒水系统, 存放足够的消防器材。

9.5.4 防水措施

- 1) 井巷出水点的位置及其水量, 前采空区积水范围、标高和积水量, 都必须绘出采掘工程图上。
- 2) 主要水仓必须有主仓和副仓, 当一个水仓清理时, 另一个水仓能正常使用。
- 3) 采掘工作面遇到下列情况之一时, 必须确定探水线, 进行探水, 确认无突水危险后, 方可前进。
 - a. 接近水淹或可能积水的井巷、老空或小煤矿时;
 - b. 接近水文地质复杂的区域, 并有出水征兆时;
 - c. 接近含水层、导水断层、溶洞和陷落柱时;
 - d. 打开隔离煤柱放水时;
 - e. 接近有出水可能的钻孔时;
 - f. 接近有水或稀泥的灌泥区时;
 - g. 底板原始导水裂隙有透水危险时;
 - h. 接近其它可能出水地区时。

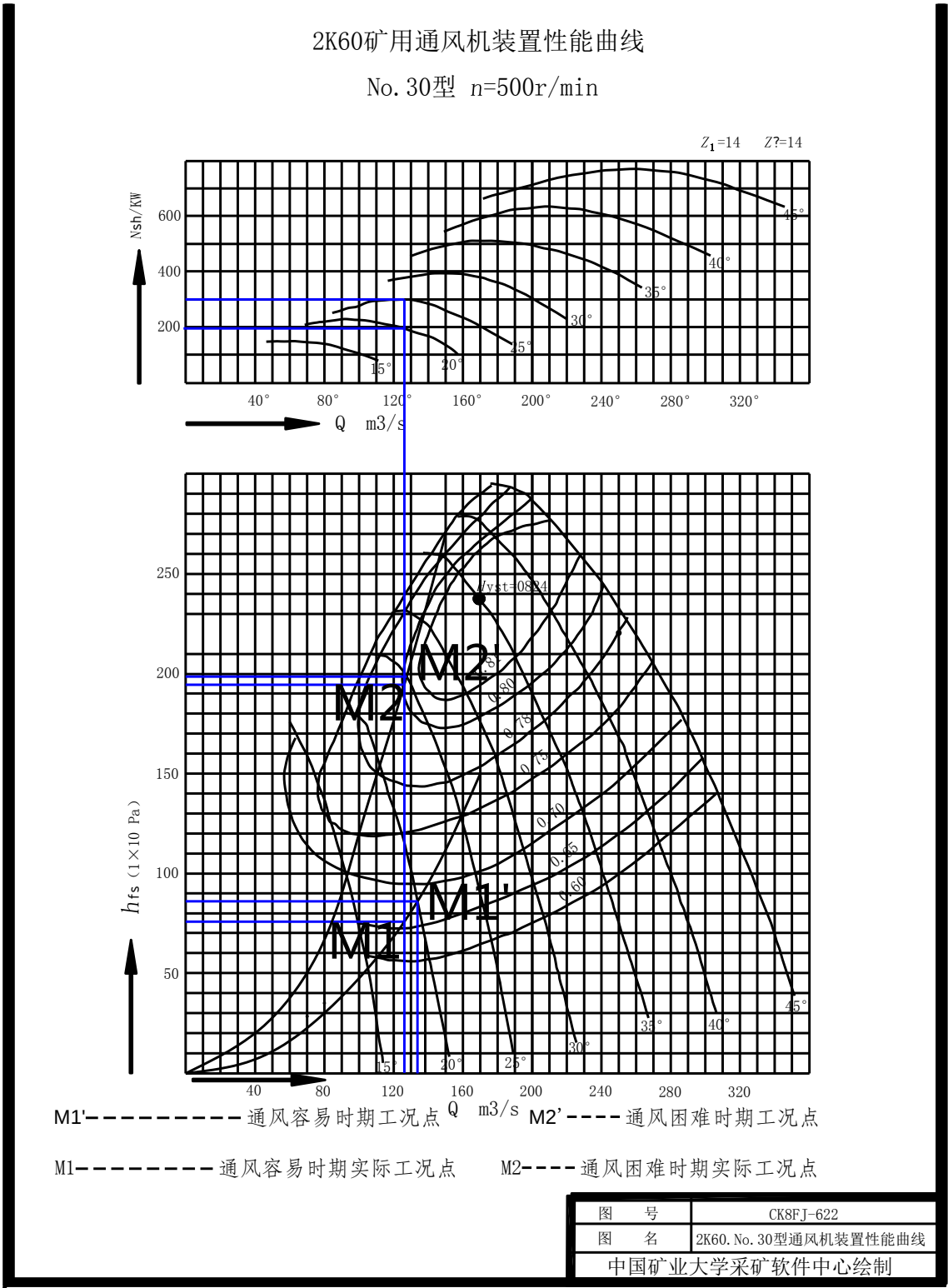


图 9-5 风机特性曲线图

10 设计矿井基本技术经济指标

表 10-1

设计矿井基本技术经济指标

序号	技术经济指标项目	单位	数量或内容
1	煤的牌号		亮煤
2	可采煤层数目	层	1
3	可采煤层总厚度	m	4.8
4	煤层倾角	°	0~12 (平均 3)
5	(1) 矿井工业储量	万 t	16058.23
	(2) 矿井可采储量	万 t	12311.56
6	(1) 矿井年工作日数	d	330
	(2) 日采煤班数	班	2
7	(1) 矿井年生产能力	万 t/a	164.67
	(2) 矿井日生产能力	t/d	4039.03
8	矿井服务年限	a	54.93
9	井田走向长度	m	8300
	井田倾斜长度	m	4400
10	瓦斯等级		低
	瓦斯相对涌出量	m ³ /t	0.5
11	通风方式		中央并列式
12	(1) 矿井正常涌水量	m ³ /h	200
	(2) 矿井最大涌水量	m ³ /h	360
13	开拓方式		立井两水平
14	水平标高	m	-235m, -330m
15	(1) 生产的工作面数目	个	1
	(2) 备用的工作面数目	个	1
16	采煤工作面年推进度	m	1300
17	(1) 移交时井巷工程量	m	3000
	(2) 达产时井巷工程量	m	9900

续表 10-1

设计矿井基本技术经济指标

18	开拓掘进队数	个	2
19	大巷运输方式		运煤：胶带 辅助运输：电机车
20	矿车类型		自制平板车和 1.5t 矿车
21	电机车类型		2 台 8t 蓄电池电机车
22	设计煤层采煤方法		倾斜长壁一次采全高法
23	(1) 工作面长度	m	180
	(2) 工作面推进度	m/月	118
	(3) 工作面坑木消耗量	m ³ /万 t	0.06
	(4) 工作面效率	t/工	53.15
	(5) 工作面成本	元/t	40.2

参 考 文 献

- [1] 徐永圻.《采矿学》.徐州:中国矿业大学出版社,2003
- [2] 林在康、左秀峰、涂兴子.《矿业信息及计算机应用》.徐州:中国矿业大学出版社,2000
- [3] 张荣立、何国纬、李铎.《采矿工程设计手册》.北京:煤炭工业出版社,2003
- [4] 戴绍城.《高产高效综合机械化采煤技术与装备》.北京:煤炭工业出版社,1997
- [5] 东兆星、吴士良.《井巷工程》.徐州:中国矿业大学出版社,2004
- [6] 钱鸣高、石平五.《矿山压力及控制》.徐州:中国矿业大学出版社,2003
- [7] 岑传鸿.《采场顶板控制与检测技术》.徐州:中国矿业大学出版社,1998
- [8] 蒋国安、吕家立.《采矿工程英语》.徐州:中国矿业大学出版社,1998
- [9] 李位民.《特大型现代化矿井建设与工程实践》.北京:煤炭工业出版社,2001
- [10] 综采设备管理手册编委会.《综采设备管理手册》.北京:煤炭工业出版社,1994
- [11] 能源部.《煤矿安全规程》.北京:煤炭工业出版社,1992
- [12] 中国煤矿专用设备成套服务公司.《采煤机械化成套设备参考手册》.煤炭工业部.北京:煤炭工业出版社,1984
- [13] 刘吉昌.《煤矿施工设计基础》.太原:山西人民出版社,1983
- [14] 中国统配煤矿总公司物资供应局.《煤炭工业设备手册》.徐州:中国矿业大学出版社,1992
- [15] 武同振、赵宏珠、吴国华.《设备选型配套图集》.徐州:中国矿业大学采矿工程系,1993
- [16] 林在康.《风机装置性能图册》,中国矿业大学出版社,2003
- [17] 煤炭科技名词审定委员会.《煤炭科技名词 1996》.北京:科学出版社,1997
- [18] 章玉华.《技术经济学》.徐州:中国矿业大学出版社,1995
- [19] 王德明.《矿井通风与安全》.徐州:中国矿业大学出版社,2005
- [20] 杜计平、汪理会.《煤矿特殊开采方法》.徐州:中国矿业大学出版社,2003
- [21] 《巷道断面图册》.徐州:中国矿业大学采矿工程系,2008
- [22] 《井筒断面图册》.徐州:中国矿业大学采矿工程系,2008
- [23] 《液压支架图册》.徐州:中国矿业大学采矿工程系,2008
- [24] 《煤矿工业矿井设计规范》.北京:中华人民共和国建设部,2005
- [25] 《中国采煤方法图集》.徐州:中国矿业大学出版社,1990
- [26] 《综采技术手册》.北京:煤炭工业出版社,2001
- [27] 《综采设备管理手册》.北京:煤炭工业出版社,1994
- [28] 杜计平.《开采方法》.徐州:中国矿业大学出版社,2006

专
题
部
分

建筑物下条带开采技术研究与分析

摘要: 条带法开采是“三下”采煤技术中应用最为广泛的部分开采技术,是建筑物下采煤控制地表沉陷的主要开采措施之一。本文在大量文献的基础上对条带开采的技术研究进行了综述,分析了条带参数设计的优化方法,地表移动参数的影响因素,提出了条带开采地表移动预计参数的新的计算公式。并对现场应用情况进行了效果分析。

关键字: 条带开采, 参数优化, 地表移动参数

1 绪论

1.1 问题的提出

我国一次性能源消耗中,煤炭占 70% 左右,且未来 50 年仍然是我国国民经济发展的重要能源。未来几十年内,我国以煤炭为主体的能源结构不会改变,煤炭工业能否健康发展事关我国能源安全和经济可持续发展^[1-3]。随着矿井储量逐步减少,煤炭资源枯竭与经济发展之间的矛盾日益突出。我国生产矿井“三下”压煤相当严重约为 137.64 亿 t,其中建筑物下压煤约为 94.68 亿 t^[4]。而且,这些储量大多集中分布于工业基础较好、开发条件较为优越、对煤炭需求较为迫切的经济发达的东部地区。因此,研究建筑物下煤层开采问题具有重大战略意义。

从我国煤炭行业发展应用情况来说,条带采煤法是我国建筑物压煤开采的主要方法。条带开采作为一种特殊的采煤方法有其自身的优缺点。条带开采最大缺点是条带开采回率低、资源损失严重,且生产效益较低;而其最大的优点是不改变采煤工艺的前提下,较幅度地减小地表下沉,在无法采取其它措施的条件采出部分建筑物下压煤。因此在保护面建筑物的前提下,如何提高条带开采回采率,提高条带开采的生产效益是条带开采中必解决的关键问题。

国内外学者对条带开采进行了大量的研究,其研究内容涉及条带开采中的一系列基本问题:主要包括条带开采地表移动机理和规律、条带开采地表移动和变形预计、条带煤柱稳定性研究、条带开采参数优化设计研究等方面。基本掌握了条带开采地表移动机理和变形规律;提出了地表移动和变形预测计算方法,以概率积分法和典型曲线法应用最为普遍;形成了条带煤柱稳定性理论、经验公式及分析方法;形成了条带开采参数优化基本准则。其研究成果主要体现在以下方面:

(1) 开采技术研究

从开采技术方面来说,主要对防止地表突然下沉和塌陷的开采技术措施、减少地表移动和变形的开采方法等几方面进行了研究,形成了一系列的理论成果。从我国煤炭行业发展应用情况来说,条带采煤法是我国建筑物压煤开采的主要方法。

(2) 开采沉陷理论成果

国内外学者对条带开采进行了大量的研究,其研究内容涉及条带开采中的一系列基本问题:主要包括条带开采地表移动机理和规律、条带开采地表移动和变形预计、条带煤柱稳定性研究、条带开采参数优化设计研究等方面。

①基本掌握了条带开采地表移动机理和变形规律

采用现场实测、理论分析等多种方法进行研究,提出了一些假说,对条带开采地表移动机理和变形规律进行了系统研究,基本上能够说明条带开采后地表移动和变形机理,掌握了条带开采覆岩力学性质、松散层、煤层倾角、开采厚度和开采深度、采区尺寸大小以及采煤方法和顶板管理对上覆岩层和地表移动的影响。

②提出了地表移动和变形预测计算方法

为了估计开采方法可能对建筑物造成的影响,需要对开采方案可以形成的地表移动和变形进行预计。对于地表移动和变形值的预计,形成了最大下沉和最大水平移动、剖面函数法、影响函数法、连续介质力学方法和数值模拟与物理模拟法等预计方法,其中,以概率积分法和典型曲线法应用最为普遍。

③形成了条带煤柱稳定性理论、经验公式及分析方法

从传统的强度观点出发,建立了多种煤柱载荷、强度计算的理论和经验公式及分析方法,形成了有效面积理论、托板理论、压力拱理论、*A.H.Wilson* 的两区约束理论等。

④形成了条带开采参数优化基本准则

一般认为有两个基本准则:一是条带煤柱有足够的强度和稳定性,从而能长期有效支撑上覆岩层的载荷;二是条带采宽应限制在不使地表出现波浪下沉盆地而呈现单一平缓的下沉盆地。通常条带煤柱尺寸根据采深、采厚、采宽以及煤层和上覆岩层的力学性质等因素确定,采宽根据采深等因素确定。根据条带开采的经验,为了保证条带开采后地表出现单一平缓的下沉盆地,采出条带宽度一般为采深的 $1/4 \sim 1/10$ (我国条带开采平均采宽约为 $1/8$ 采深)。

尽管条带开采取得了上述丰富的理论和实际成果,但在进行条带开采采宽、留宽应用以及地表移动和变形预计及其理论研究中还存在以下问题:

(1) 预计参数的研究较少

在以前的研究成果中,注重了地表移动和变形预计理论的研究,而对地表移动预计参数的研究相对较少,造成条带开采预计时选取预计参数比较困难,特别是下沉系数等关键性参数直接影响到预计结果的精度乃至条带开采设计方案的确立。由于具体地质采矿条件的差异,直接采用工程类比方法或经验公式确定条带开采地表移动预计参数难免存在较大误差,必然导致预测结果与实际观测结果存在较大的差异。即使在同样的地质采矿条件下,目前有关经验公式计算结果也会相差较大。

(2) 在煤柱稳定性方面研究不够

在煤柱稳定性研究中,对煤层倾角、煤柱剥落、煤柱内节理裂隙、地下或采空区水等对煤柱的影响以及利用采空区破碎岩体对上覆岩层的支撑作用以减轻条带煤柱载荷的问题考虑不足,目前解决的方法是通过加大煤柱设计宽度增大安全

系数,这说明对条带煤柱破坏失稳机理、过程的认识尚不够深入。

(3) 条带开采采宽、留宽优化设计方面存在缺陷

在条带采留宽度优化设计方面,虽然有多种方法和理论可用于条带开采参数设计,但简单的经验公式或半定量化的计算公式通常考虑的因素不够全面,设计过程中存在一定的盲目性,这必然会带来设计参数的不合理。而复杂的定量化的公式或解析式在理论上虽然精确但其中部分参数或系数难以确定,从而限制了其应用范围,造成目前条带开采的采宽选取随意性大,即采宽或宽深比变化范围大。

(4) 深部大采宽条带开采研究较少

深部大采宽条带开采研究较少,随着开采深度的增加,大采深、大采宽条带开采的设计和地表沉陷的预计日趋迫切;对于深度大于 500 m 的条带开采地表沉陷预测参数选取目前尚无好的方法;部分公式是在开采深度小于 500 m 的条件下得出的,适用范围局限性大;如当采深为 500 m 时;由公式计算的条带开采水平移动系数为负值,显然是不合理的。此外,现有条带开采预计参数的计算公式考虑的因素不够全面,如条带开采的地表下沉系数与采厚有关,而现有计算公式均未能体现采厚对下沉系数的影响。

(5) 多煤层条带开采问题研究相对不足

多煤层条带开采问题研究相对不足,地表移动和变形预计理论及预计模型尚不够完善,导致预测结果与实际观测存在较大的差异,阻碍了条带开采的优化设计和效益的提高,在保证地面建筑物不损害或少量损害的条件下,提高资源回收率已成为当前条带开采设计与实践中的重要问题。

针对以上问题,本文在大量文献的基础上,为了提高煤炭资源的回收率,提出了对条带开采技术参数进行优化,也就是充分考虑地表建筑物安全的前提下,尽量加大采出条带的宽度,确定条带开采参数。

1.2 主要研究内容及研究思路

条带开采的研究涉及岩石力学(包括岩石及煤的强度,煤柱应力的变化及煤柱的稳定等)、开采沉陷学(包括条带开采的沉陷机理、地表移动与变形的计算、条带参数的优化设计等)和回采工艺三大领域^[5]。本文主要研究以下三个方面:

(1) 条带开采技术及参数设计的优化方法

罗列了条带开采地表与岩层移动机理方面的假说,提出了条带开采地表移动参数的取值方法,阐述了几种煤柱设计理论,提出了条带开采参数优化的方法。

(2) 条带开采地表移动参数的影响因素与作用规律研究

主要对地下煤层由条带开采出来以后,影响地表移动的参数因素及其作用规律进行简单的介绍和研究。

(3) 条带开采的效果分析

查询相关文献,分析了如干矿区采用条带开采后的效果,其相应理论研究有待更深入。

研究思路:以大量文献为基础,本论文采用了文献综述、理论分析、资料检

索等多种研究方法相结合的综合研究路线进行研究。

2 条带开采技术及参数设计的优化方法

2.1 条带开采概述

2.1.1 条带开采基本概念及类型

条带开采是一种部分开采方法,它是将要开采的煤层区域划分为比较正规的条带形状,采一条、留一条,使留下的条带煤柱足以支撑上覆岩层的重量,而地表只产生较小的移动和变形。与全部垮落法开采不同,条带开采的资源回收率偏低,一般仅在保护地表建(构)筑物、水体及铁路的情况下才应用,是煤矿“绿色技术体系”中的重要措施之一。它具有以下特点:地表不形成明显波浪形状,而呈现单一平缓的下沉盆地;地表的移动和变形主要来源于煤柱的压缩和煤柱向顶底板的压入,条带开采的地表下沉值一般不超过采厚的30%;开采总面积和保留煤柱总面积之比一般小于3;覆岩破坏特征与通常采用的全面开采以下简称全采有明显不同,采用冒落条带法开采,在采出条带上方成拱形冒落或不冒落,形成以煤柱为支座的连续拱,冒落拱上方为裂缝带,再上为弯曲带。

根据条带开采煤柱的长轴方向,条带开采可分为走向条带开采、倾斜条带开采和伪斜条带开采三种。

(1) 走向条带开采的条带长轴方向沿煤层走向布置,多用于水平或缓倾斜煤层,当煤层倾角较大时,走向条带煤柱稳定性差,但它的优点是工作面搬家次数少,工作面推进长度大。

(2) 倾斜条带开采的条带长轴方向沿煤层倾斜方向布置,多用于倾斜煤层,煤柱的稳定性较好,其适应性强,应用较广泛,它的缺点是工作面搬家次数频繁。

(3) 伪斜条带开采即条带长轴方向与煤层走向斜交,多用于倾角大于 35° 的煤层。

近水平煤层条件下,既可以沿走向划分条带,也可以沿倾向划分条带,条带工作面既可以沿走向推进,也可以沿倾斜推进,在这种条件下条带划分主要考虑如何有利于生产和利用原有生产系统以及减少工作面的搬家次数,以提高生产效率。

按顶板管理方式条带开采可分为冒落条带开采和充填条带开采;按条带开采的布置方式可分为正规条带开采、非正规条带开采。

2.1.2 条带开采适用条件及遵循原则

条带开采与一般长壁式采煤法相比,有采出率低、掘进率高、采煤工作面搬家次数多等缺点。但它的突出优点是开采后引起的围岩移动量小、地表沉陷小。条带开采法适合于以下条件的采煤:

- (1) 地面为密集建筑群、结构复杂建筑物或纪念性建筑物下采煤;
- (2) 难以搬迁或无处搬迁的村庄压煤;

- (3) 铁路桥梁、隧道或铁路干线下采煤;
- (4) 水体下采煤以及受岩溶承压水威胁的煤层开采; 地面排水困难;
- (5) 煤层埋藏深度一般在 500 m 以内, 单一煤层, 厚度比较稳定, 顶底板岩层和煤层较硬, 断层少。

在具体的地质采矿条件下, 在保证采动引起的地表移动与变形不影响地面建筑物安全使用的前提下, 应最大限度地提高煤炭资源回收率。但地表移动和变形值的大小与煤炭回收率直接相关。开采条带宽度太大, 留设煤柱太小, 则煤柱不能支撑覆岩载荷, 煤柱被压垮, 增大地表的移动和变形值, 地面建筑物得不到有效保护。开采条带宽度太小, 留设煤柱太大, 回收率低, 经济上不合理。有时如留设煤柱宽度不当, 可能造成地表波浪形下沉, 这对保护地面建筑物也极为不利。

一般情况下, 条带开采设计时应遵循以下原则:

(1) 地表允许变形原则, 即条带采出后, 地表能够形成单一均匀的下沉盆地, 而不出现波浪式下沉。地表产生的变形值要小于保护地面建筑物允许的变形值。

(2) 煤柱稳定性原则, 即保证留设条带煤柱有足够的强度支撑覆岩的载荷, 并且能够保持长期稳定。

(3) 回采率原则, 即在满足地表允许变形原则和煤柱稳定性原则的前提下, 回采率应尽量大, 采出条带尽量宽。

2.2 条带开采岩层与地表移动理论和规律

条带开采由于开采方式的特殊性, 其岩层与地表移动机理截然不同于长壁式全部开采。主要表现为: 条带开采通过煤柱支撑顶板, 覆岩破坏范围较长壁式全陷法开采较小; 条带岩层与地表移动主要是以开采区域上方岩层弯曲和煤柱压入为主, 长壁全陷法开采以下部岩石的冒落、断裂及上部岩层的弯曲变形为主, 两者移动机理存在显著的差异。在条带开采地表与岩层移动机理方面提出的假说主要有以下几种^[6,7]:

2.2.1 煤柱的压缩与压入说

该假说是基于连续介质力学法而提出的, 认为条带开采上覆岩层与地表的沉降是由煤柱的压缩、煤柱压入底板和煤柱压入顶板三部分组成。煤柱的压缩量按单向弹性压缩处理, 其作用的应力为煤柱平均应力。煤柱压入顶底量假定煤柱的平均应力作用在半无限平板上, 按弹性理论给出计算公式。

2.2.2 岩梁假说

该假说是根据一些矿井的地质条件, 在条带开采区域上覆岩层中存在一层或几层厚度较大、强度较高的岩层, 在条带开采时该岩层为起控制作用的岩梁, 或者如同一个受煤柱和冒落拱局部支撑而弯曲下沉的弹性地基梁, 然后按线弹性理论给出了应力和位移的计算公式。

2.2.3 托板理论

在岩梁假说的基础上，吴立新、王金庄提出了托板理论^[10]。托板理论认为条带开采地表最大下沉量是由煤柱压入底板量、煤柱压缩量、岩柱压缩量、承重层压缩量和托板挠度所组成。该理论认为顶板岩层内存在一层强度相对较大的坚硬厚岩层，它的作用类似于托板，可以减缓或减小地表的下沉。托板理论把条采工程岩体视为“准三维”介质，在模型上是一大进步，但托板的位置、托板的断裂准则、托板的边界条件等还需进一步完善（图 2-1）。

2.2.4 波浪消失说

该理论认为条带采出以后，采出条带顶板岩层类似于两端固定约束岩梁，因弯曲下沉直接顶与上位岩层分离，在岩梁端部上表面最先出现倒八字裂缝，裂缝斜向开采条带上方，直接顶出现初次断裂或周期性断裂，最终形成上窄下宽的等腰梯形。位于煤柱上方的岩层为压缩变形，其下沉值由下往上逐渐增大；采空区上方的岩体为拉伸变形，因岩体膨胀或出现离层，其下沉值由下往上逐渐减小，在某一高度，二者的下沉趋于一致，在此高度之上为均匀下沉。并且总结出波浪下沉传播高度与条带开采宽度和煤柱宽度有关。

条带开采地表移动和变形的特点有：地表下沉系数小；主要影响正切小；水平移动系数随采深的增加而减少；地表移动期短，与长壁开采相比，条带开采引起地表移动时间约为长壁开采的 40%。

此外，关键层理论认为在上覆岩层中存在一层至数层厚硬岩层，在采场上覆岩层活动中起主要控制作用。对认识条带开采上覆岩层与地表移动机理以及形成以关键层理论为支撑条件的条带开采设计方法具有重要的意义。

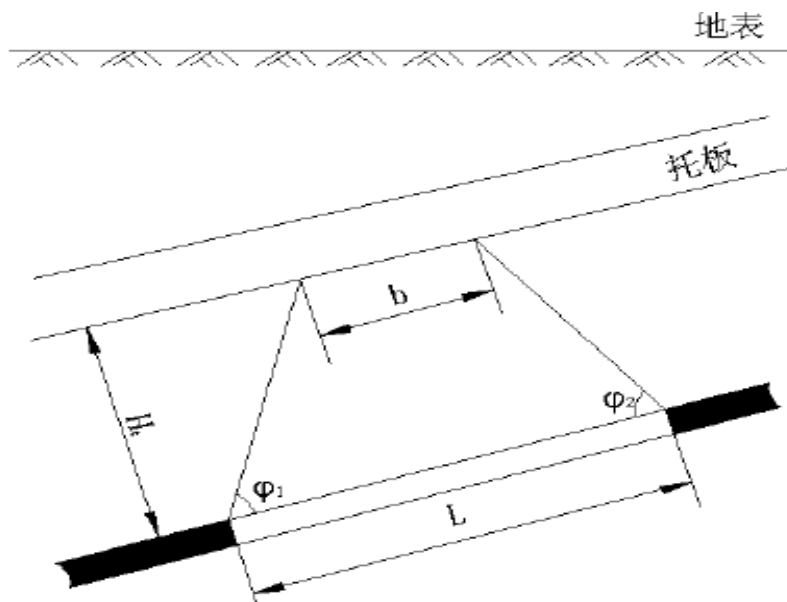


图 2-1 条带开采托板理论原理图

2.3 条带开采地表移动和变形预计参数

条带开采地表移动参数是条带开采地表移动和变形预计时的关键性参数,其取值的准确性直接影响到地表移动和变形预计结果的精度。无论采用哪一种预计方法,如果预计参数选不准,都不可能得出符合实际的预计结果。因此,条带开采地表移动和变形预计参数的准确选取对提高预计精度至关重要。

我国学者在分析条带开采实测资料的基础上,对条带开采地表移动和变形预计参数选取及其与地质采矿条件的关系进行了研究。耿德庸在资料分析和有限元计算的基础上,得出条带开采下沉系数、水平移动系数、主要影响角正切和拐点偏距与全采的关系,建立了一套经验公式,该公式考虑了采宽、留宽和采深等因素^[8](见表 2-1 公式(一))袁礼明、王金庄等采用边界元法分析了条带开采地表移动参数与采出率、采深和采宽的关系,结合国内部分条带开采的实测资料采用回归分析方法得出了求取这些参数的另一套经验公式^[9,10],有些参数只考虑了采深或采出率等少量因素(见表 2-1 公式(二))。这两套求取条带开采地表移动参数的经验公式均建立了条带开采与全采参数之间的关系,是目前进行条带开采地表移动和变形预计求取参数的主要方法。

通过建立条带开采地表移动观测站进行实测或采用其他研究方法,基本掌握了条带开采地表沉陷的主控因素,以及煤层和上覆岩层的强度、结构对条带开采地表移动和变形的影响。

我国实测资料表明:条带开采的下沉系数为全部垮落开采下沉系数的 4.8%~26.8%,冒落条带开采下沉系数为 0.02~0.336,大多数小于 0.2;水砂充填条带开采的下沉系数在 0.009~0.04 之间。

统计资料表明:条带开采的地表下沉系数与条带开采的采出率关系密切,随采出率的增加而增加,见表 2-2。

表 2-1 条带开采地表移动参数计算公式		
参数	计算公式	
	公式（一）	公式（二）
下沉系数		$\eta_1 = \frac{H + 45}{1250 + 1450 \times \frac{a}{a + b}} \times \left(0.3 + 0.12 \frac{b}{H} \right) \eta_1$
水平移动系数	$b_1 = (1.29 + 0.0026H)b_1$	$b_1 = \frac{1000}{10750 + 7.6H} b_1$
主要影响角正切	$\tan \beta_1 = Y1.076 + 0.0014Y \tan \beta_1$	
拐点偏距	$s_1 = \frac{1.56bH}{aY0.01H + 30Y} s_1$	

表 2-2 条带开采地表下沉系数与采出率的关系			
	坚硬岩层中	硬岩层	软弱岩层
	0.14~0.17	0.21~0.27	0.27~0.33
	0.09~0.11	0.13~0.17	0.17~0.21
	0.05~0.06	0.08~0.10	0.10~0.12
	0.026~0.03	0.03~0.05	0.05~0.06
	0.011~0.014	0.016~0.022	0.022~0.026

近年来，随着开采深度的增加，地表采动程度减小，引起地表移动参数发生变化，国内外学者对采动程度影响参数的问题进行了系统的研究，取得了一些有价值的成果，已基本能满足工程的需要，但对深部条带开采时的地表移动参数尚需进一步研究。

2.4 条带开采煤柱的稳定性

条带开采煤柱的稳定与否是条带开采成败的关键。我国学者在国外学者研究的基础上,对条带开采煤柱稳定性进行了较多的研究,给出了多种有关煤柱塑性区宽度计算的理论公式。但多是从传统的强度观点出发,建立了多种煤柱载荷、强度计算的理论和经验公式及分析方法。目前,我国在条带开采煤柱载荷计算中普遍采用的是英国 *A.H.Wilson* 的两区约束理论,分别计算条带煤柱的极限承载能力和实际承受的载荷,然后计算煤柱的安全系数来评价煤柱的稳定性。国内外对煤柱设计理论的研究非常活跃,大体可分为以下几种^[11,12]。

2.4.1 有效区域理论

该理论假定各煤柱支撑着上部及与所邻煤柱平分的上部岩层的重量,因此,只能在开采面积较大、煤柱尺寸和间隔相同、分布均匀的情况下使用。如果开采面积较小,有效区域理论公式得出的煤柱应力值会偏低。库克和胡德(1978)指出,其理想的情况是采区宽度大于采深。斯格兰格(1982)指出由于煤柱边缘的破裂和松动引起的煤柱有效承载面积的减少,煤柱应力系数应增加为 1.1。

2.4.2 压力拱理论

该理论主要用于地表沉陷的控制。用该理论设计屈服煤柱或隔离煤柱时,煤柱尺寸根据上覆岩层的厚度来确定。它认为由于在采空区上方压力拱的形成,上覆岩层的载荷只有很少一部分作用到直接顶板上,其他部分的覆岩重量会向采空区两侧的煤柱(拱脚)转移。压力拱的内宽主要受上覆岩层厚度即采深的影响,压力拱的外宽则受覆岩内部组合结构的影响。如果采宽大于压力拱的内宽,则负载分布会变得很复杂,即一个拱脚在边侧实体煤上,另一个拱脚在采空区上,此时压力拱不稳定,可能崩溃并伴随大量的覆岩沉陷。

2.4.3 A.H.威尔逊理论

A.H.威尔逊 (wilson, 1972) 在假设的基础上,导出了方煤柱、长方煤柱和长煤柱在有核区或无核区承载能力与分担载荷的计算公式以及煤柱屈服带宽度的计算公式,在实践中得到了广泛的应用。

威尔逊的三向应力法给出的矩形煤柱和长煤柱极限荷载计算公式分别为:

$$P_{\text{极限}} = 40\gamma H[ad - 4.92(a+d)MH \times 10^{-3} + 32.28M^2H^2 \times 10^{-6}], \text{ kN} \quad (2-1)$$

$$P_{\text{极限}} = 40\gamma H(a - 4.92MH \times 10^{-3}), \text{ kN/m} \quad (2-2)$$

矩形煤柱和长煤柱保留煤柱实际承受的荷载按下式计算:

$$P_{\text{实际}} = 10\gamma H[Ha + b/2(2H - b/0.6)], \text{ kN} \quad (2-3)$$

$$P_{\text{实际}} = 10\gamma [Ha + b/2(2H - b/0.6)], \text{ kN/m} \quad (2-4)$$

上式中, H 为采深; a 、 b 为条带的采宽和留宽。

我国学者在研究了 *A.H.Wilson* 煤柱设计公式后认为 *A.H.威尔逊* 经验公式存在因简化而带来的问题:即将煤体的内摩擦角取固定值 36° ,简化了煤体极限强

度的计算式,而煤体内摩擦角对极限强度的影响很大,不应该用一个定值简化计算。通过实验分析对屈服带宽度表达式以及宽厚条带煤柱稳定性的计算公式等进行了改进。

2.4.4 核区强度不等理论

在该理论中,格罗布拉尔法把煤柱核区强度与实际应力联系在一起,从而确定核区内不同位置的强度,提出了用于长条煤柱破坏包络面计算的通用公式。格罗布拉尔法在某种程度上与威尔逊的两区约束理论极为相似,但由于建立的常数复杂,降低了其实用性。

2.4.5 大板裂隙理论

白矛(1982)将采空区沿走向剖面视为边界作用均布载荷的无限大板中的一个很扁的椭圆孔口,利用弹性断裂理论推导出孔口端部煤柱距煤壁任一距离的应力计算公式。

2.4.6 极限平衡理论

该理论研究了承载煤柱与顶底板的接触面上有整体内聚力条件下的任意三边尺寸比值的煤柱应力状态,并得到规则煤柱的顶面和中性面所受铅直应力的分布状态。此外,在条带煤柱稳定性分析方面,谢和平等在研究了条带煤柱稳定性理论和分析方法的基础上,认为煤柱的破坏失稳是典型的非线性过程。胡炳南从煤柱强度分析出发,导出任意方向弱面剪力强度安全系数计算式^[13]。崔希民、缪协兴应用从属面积法外析原理,得出倾斜煤层条带煤柱应力表达式,认为剪应力对煤柱强度和稳定性有影响。高纬通过极限平衡法分析了煤层倾角对煤柱稳定性的影响^[14]。郭文兵、柴一言分析了影响走向条带煤柱稳定性的主要因素,并通过光弹性模拟实验得出了条带煤柱、采场围岩应力分布随煤层倾角变化而变化的规律;任建华、康建荣等提出了条带煤柱使用锚杆、化学加固方法以提高条带开采回采率;邓喀中给出了含节理(弱面)煤层在单向和三向受力状态下条带煤柱的留设方法;上述所有方法均未考虑煤层倾角、煤柱剥落、煤柱蠕变、煤柱内瓦斯抽放、水和湿度、采区(工作面)几何形状对煤柱的影响,对这些影响因素是通过加大煤柱设计宽度和增大安全系数的方法来解决。

条带开采采出率能否提高与条带煤柱的稳定性直接相关,在条带开采中要求条带煤柱的宽高比大于等于 2(充填条采)或大于等于 5(冒落条采)。要求条带煤柱要有足够的强度和稳定性,从而能长期有效地支撑上覆岩层的载荷。在抗滑稳定性方面,主要是倾斜煤层开采条件下,煤柱在上覆岩层的作用下沿底板滑动,从而使煤柱失稳,导致煤柱破坏。解决的主要办法是将走向条带改为倾斜条带或伪倾斜条带,以增加条带的稳定性,具体在什么条件下煤柱会滑移,目前研究不多,一般认为:当 $\alpha \geq 20^\circ$ 时,煤柱可能滑移,布置倾向或伪斜条带;当 $\alpha \leq 20^\circ$ 时,煤柱不滑移,布置走向条带。

2.5 条带开采优化设计

条带开采尺寸设计是一个不断优化的过程,首先要根据条带开采的经验和矿山生产的要求,初步选取采出条带宽度和保留条带宽度,然后进行强度稳定性、抗滑稳定性(倾斜煤层走向条采)和变形稳定性分析。不断调整采出条带和保留条带的宽度,直到既满足稳定性要求,又便于煤炭生产且采出率最高为止。

条带开采尺寸设计一般认为有几个基本准则:条带煤柱有足够的强度和稳定性,从而能长期有效支撑上覆岩层的载荷;条带采宽应限制在不使地表出现波浪下沉盆地而呈现单一平缓的下沉盆地。通常条带煤柱尺寸根据采深、采厚、采宽以及煤层和上覆岩层的力学性质等因素确定,采宽根据采深和上覆岩层的岩性确定。根据条带开采的经验,条带采宽应不使地表出现波浪下沉盆地而呈现单一平缓的下沉盆地,采出条带宽度一般为 $H/4 \sim H/10$ (H 为采深)。

当煤层顶板坚硬,煤柱尺寸按单向受力状态计算,采宽尺寸可按压力拱曲线理论计算,单向应力法留设条带开采尺寸的基本原理为煤柱的单向抗压强度应大于矿体实际承受的荷载,矿体实际承受的荷载可按“分截面积法”确定,见图 2-2。

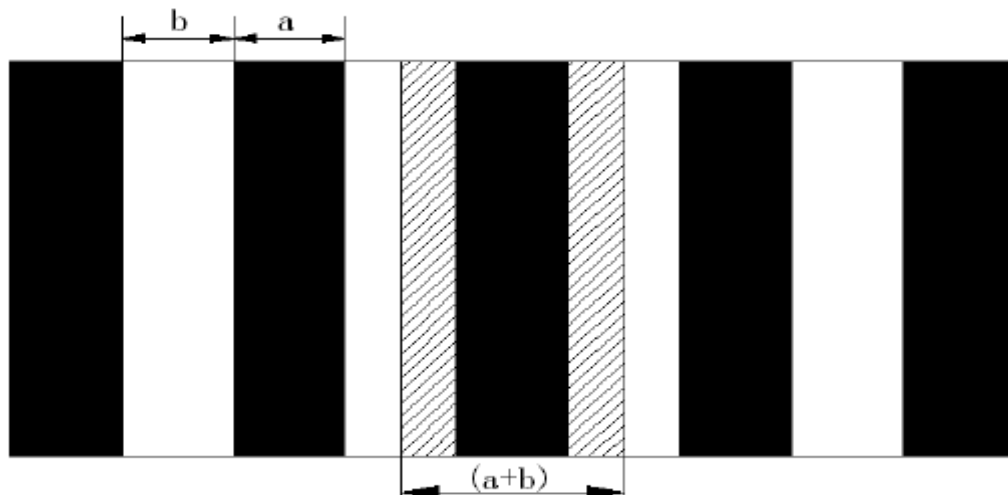


图 2-2 分截面积法图

图中 $(a+b)$ 阴影部分为煤柱分载的面积,即条带开采后采出条带上方岩体的自重全部转移到煤柱上,因此有:

$$P_{\text{均}} = 0.01\gamma H(a+b)/a \quad (2-5)$$

式中 γ ——上覆岩体的平均体积力, 10^4 N/m^3 ;

a ——保留条带(煤柱)宽度, m;

b ——采出条带宽度, m;

$P_{\text{均}}$ ——煤柱上实际出现的平均荷载, MPa。

矿体的三向抗压强度可用在实验室内测定的矿块单轴抗压强度及矿体所在位置处的侧应力,按胡克布朗的节理化强度准则来确定,即

$$\sigma_1 = \sigma_3 + (m\sigma_c\sigma_3 + s\sigma_c^2)^{1/2} \quad (2-6)$$

式中 σ_1 ——矿体的三轴抗压强度, MPa;

σ_3 ——矿体所在位置处的侧应力, MPa;

σ_c ——矿块试样的单轴抗压强度, MPa;

m 、 s ——经验常数, 可参照有关文献选取。

若取 $\sigma_c=0$, 则可求得矿体的单轴抗压强度为 R_c : $R_c=s^{1/2}\sigma_c$

此外, 矿体的强度还可按其他经验公式来确定, 如南非的沙拉蒙 (Salamon) 经验公式为:

$$R_c=7.18a^{0.46}M^{0.66} \quad (2-7)$$

式中: a ——煤柱的宽度, m;

M ——煤柱的高度, m。

煤层开采后采空区若被冒落矸石密实充填或充填法管理顶板时, 煤柱尺寸应按三向受力状态计算。通过对目前条带开采实例的分析: 条带开采煤层厚度最大 16.6 m (充填条采)、5.1 m (冒落条采); 条带开采宽度变化在 10~160 m 之间, 宽深比变化在 0.043~0.347 之间, 即为采深的 1/2.9~1/23; 条带煤柱宽高比为 5.3~16 (冒落条带), 一般为 8~10。

在相同采出率的条件下, 增大条带开采的宽度可提高条带开采的效率。建筑物下压煤的开采一般要经历一个较长的时间过程, 开采范围内的地表建筑要经历单一工作面的最大影响变形, 从而有利于地表建筑物的保护。据此提出了允许地表非统一下沉盆地的宽条带设计理念。宽条带开采技术充分利用了盆地范围使变形分散, 实现在控制变形的条件下提高条带开采宽度的目的。在此基础上, 还提出了宽条带全柱开采技术。大采宽条带开采由于采宽加大, 地表移动变形机理已不同于小尺寸条带开采, 采用小尺寸条带开采的预测方法已不适宜。但由于宽深比较小, 地表属极不充分开采, 采用充分开采的概率积分预测方法也不适合, 造成了目前采用条带开采的地表移动预测方法求出的地表移动值小于实测值, 而采用似充分采动的概率积分法预测出的值大于实测值的现象。有关文献将开采沉陷学与工程岩体力学、弹塑性力学、流变学相结合, 论述了条带开采采宽、留宽优化设计原则和方法。此外还有将岩层控制的关键层理论、专家系统、连续介质力学理论等用于条带开采设计。

在多煤层条带开采研究方面, 相关文献提出了煤层条带开采中选择开采煤层的最小采动影响原则、层间条带煤柱的对齐原则等。多煤层条带开采当层间距较小时, 应使上、下煤柱在法向方向对齐; 当上下煤层间距大于煤层采厚的 30~60 倍时, 可以不对齐。在采用弹塑性有限元法模拟的基础上, 得出了多煤层条带空间位置与岩层及地表移动间的关系, 但多煤层条带开采优化设计问题的研究还相对不足。

3 条带开采地表移动参数的影响因素与作用规律研究

地下煤层开采出来以后, 必然会引起地表的下沉和移动, 而影响地表下沉和移动的因素又是错综复杂的, 本论文主要对地下煤层由条带开采出来以后, 影响

地表移动的参数因素及其作用规律进行简单的介绍和研究。

3.1 条带开采地表移动参数的影响因素

3.1.1 下沉系数的影响因素

条带开采地表下沉系数是表征条带开采地表移动规律的重要参数,也是条带开采地表移动和变形预计时的关键性参数,其取值的准确与否直接影响到地表移动和变形预计结果的精度以及条带开采的方案设计。因此,国内外学者对条带开采下沉系数的研究都非常重视,曾建立了多个条带开采地表移动观测站进行现场实测研究。理论研究方面,有关文献将条带开采地表沉陷的影响因素划分为工程岩体的物理力学参数、矿柱的强度和物理力学参数、环境应力及开采几何尺寸等四类。实测资料及理论研究已证实,条带开采地表下沉系数主要与下面地质采矿因素有关。

(1) 采宽 b

条带开采宽度是地表沉陷的主控因素。根据托板理论,采宽 b 决定了托板的稳定性,从而影响到地表下沉系数。国内外大量的条带开采实例表明,采宽 b 在 $(1/4 \sim 1/10)H$ 时地表一般不会出现波浪式下沉。

(2) 留宽 a

条带开采保留煤柱宽度决定了条带煤柱的稳定性。条带煤柱能否支撑上覆岩层的载荷是条带开采成败的关键问题之一,条带煤柱尺寸过小,承载能力不足,必然使地表下沉系数增大。

(3) 采深 H

全采时地表下沉系数有随采深增大而减小的趋势。条带开采由于客观上的多种因素影响以及地表沉陷机理与全采不同,目前国内外普遍认为条带开采下沉系数与采深之间存在复杂的非线性关系。通过数值模拟分析得出条带开采下沉系数随采深的增大而增大。

(4) 采厚 M

采厚对条带开采地表沉陷的影响一方面反映在采厚大、煤柱高度大,则条带煤柱的极限强度小、承载能力和稳定性差。另一方面,由于条带开采与全采引起采动沉陷的机理不同,条带下沉系数随采厚的增大有减小的趋势。通过数值计算分析得出条带开采下沉系数随采厚的增大而减少。

(5) 采出率

条带开采的采出率对下沉系数的影响很大,采出率越大,下沉系数就越大,采出率太高,条带煤柱可能会压垮。数值模拟结果为:随采出率的增大,地表下沉系数呈幂指数关系增大。

(6) 采煤方法与顶板管理方法

采煤方法主要指条带煤柱的布置方式和采煤工艺,条带煤柱布置方式不同,煤柱的稳定性程度不同;不同的采煤方式对条带煤柱的采动影响程度不同。国内外条带开采实例表明:条带开采的顶板管理方法主要有全部冒落法和水砂充

填法。充填对条带开采地表下沉系数起着至关重要的作用。不同的顶板管理方法下沉系数差别很大。

(7) 上覆岩层结构及物理力学性质

上覆岩层结构以及覆岩强度对煤层开采以后上覆岩层及地表的下沉值起着重要作用。统计规律表明：全采的下沉系数与上覆岩层的性质密切相关，上覆岩层越坚硬，下沉系数越小；覆岩越软弱，下沉系数越大。有关文献指出，在 $\alpha < 50^\circ$ 的条件下，坚硬岩层(覆岩平均普氏系数 $f > 6$) $q = 0.4 \sim 0.65$ ，中硬岩层($f = 3 \sim 6$) $q = 0.6 \sim 0.85$ ；软弱岩层($f < 3$) $q = 0.85 \sim 1.0$ 。地层结构及其物理力学性质也是影响条带开采地表沉陷的重要因素，坚硬岩层在上覆岩层中所占的比例越大，下沉系数就越小。实践中可以来用覆岩综合评价系数 P 来描述上覆岩层的软硬程度。无论是关键层理论还是托板理论都强调了地层结构及性质对地表沉陷的作用。

(8) 煤柱及顶底板围岩的力学性质

煤柱的压缩与压入说认为条带开采的地表沉陷主要由条带煤柱压缩量、煤柱对顶底板的压入量及顶板岩层的弯曲下沉量三部分组成。当煤层和顶底板岩层松软时，在相同外力作用下，会产生较大的煤柱压缩和煤柱对顶底板岩层的压入量。所以，地表开采沉陷量变大。相反，对于弹性模量大的坚硬煤层和顶底板岩层，煤柱压入顶底板量减少，地表下沉值就会相应减小。

在条带开采中，如果顶板松软破碎，采出条带内顶板会产生冒落，并形成煤柱上方的双向应力状态下的岩柱，也在一定程度上加大了开采沉陷量。在相对煤柱较为坚硬的顶底板条件下，坚硬的顶底板将通过摩擦效应限制煤柱的水平变形，从而使煤柱的强度和稳定性得以增强。相反，对于松软围岩情况，其顶底板的水平变形比煤柱大，使煤柱内产生水平拉力，削弱煤柱强度和稳定性，最终导致煤柱的拉断破坏。煤柱本身的力学性质不仅影响到条带煤柱的稳定性，而且煤柱本身的压缩量以及煤柱压入顶底板量均是条带开采地表沉陷的重要因素。坚硬的煤柱压缩量小，韧性好的煤柱不易产生片帮。但煤柱的力学性质如强度等与煤柱的几何尺寸有关，因此，煤柱的物理力学性质对地表下沉系数的影响可以体现在煤柱的几何尺寸上。

(9) 条带开采区域面积

条带开采时的地表移动与变形规律与全采时近似。在具体的地质采矿条件下，全部开采时开采区域面积达到一定范围后，地表沉陷达到该地质采矿条件下的最大值，即地表最大下沉值不再随开采区域面积增大而继续增大。条带开采一般是在长壁工作面内进行的，因此，也存在是否是充分采动的问题。当条带开采区域面积较小时，地表沉陷不能达到充分采动，非充分采动时地表最大下沉值与两方向的采动程度系数有关。

(10) 重复采动

全采时由于上覆岩层在受到初次采动时已破裂、离层而“软化”，使得重复采动时岩体的碎胀量减小，或者重复采动引起老采空区的“活化”，地表移动变形增大，重复采动时的下沉系数一般大于初次采动时的下沉系数。资料分析表明：

重复采动时条带开采地表下沉系数大于初次采动时的下沉系数。

(11) 煤层倾角

煤层倾角对上覆岩层及地表的移动形态有一定影响,并且地表最大下沉值与煤层倾角有关。条带开采时煤层倾角对沿走向布置的条带煤柱的稳定性有明显的影响。

综上所述,本论文将影响条带开采地表下沉系数的地质采矿因素归纳为采宽 b 、留宽 a 、采深 H 、采厚 M 、采出率 ρ 、采煤方法与顶板管理方法、上覆岩层结构及物理力学性质、煤柱及顶底板围岩的力学性质、条带开采区域面积、重复采动、煤层倾角 α 等。此外,在不同的地质采矿条件下,影响条带开采下沉系数的因素可能还有地质构造、水文地质条件、地形条件、表土层厚度以及岩体的节理效应等。

3.1.2 水平移动系数的影响因素

全采时地质采矿条件对水平移动系数的影响不太明显。根据目前对水平移动系数的研究,对全采时影响水平移动系数的地质采矿因素总结如下:

由于冲积层的蠕变特性加大了水平移动系数,并随冲积层的厚度增大而增大,但变化幅度较小。

一般情况下,水平移动系数随煤层倾角的增大而增大。倾斜煤层和水平煤层的水平移动系数 $b_{\text{倾斜}}$ 和 $b_{\text{水平}}$ 之间有如下关系:

$$b_{\text{倾斜}} = (1 + 0.0086\alpha)b_{\text{水平}} \quad (3-1)$$

有关文献研究了全采时岩体节理对地表水平移动系数的影响,当节理面抗拉强度 $\sigma_t = 0$ 时,随节理长度的增加,地表水平移动系数 b 增大,当节理面抗拉强度 $\sigma_t > 0$ 时,随节理长度的增加,地表水平移动系数 b 减小。随节理密度的增大,水平移动系数 b 增大,当节理密度达到一定值时 b 不再变化,而趋于定值。

实测资料分析表明:条带开采水平移动系数与采出率有一定的关系,随采出率的增大呈增大趋势,但变化幅度较小。

综合以上分析表明:影响条带开采水平移动系数的主要因素有:①采深,随采深的增大而减小;②采出率,随采出率的增大而增大。此外,在不同的地质采矿条件下,影响条带开采水平移动系数的因素还有煤层倾角、冲积层厚度、采动程度、岩体综合变形模量、开采厚度以及岩体的节理效应等。

3.1.3 主要影响角正切的影响因素

主要影响角正切 $\tan\beta$ 是开采工作面的深度与主要影响半径之比。全采时 $\tan\beta$ 值的大小主要与下列因素有关。

(1) 上覆岩层岩性

上覆岩层岩性越硬,主要影响角正切 $\tan\beta$ 越小, $\tan\beta$ 的变化幅度为 1.2~3.54。坚硬岩层(覆岩平均普氏系数 $f > 6$) $\tan\beta = 1.2 \sim 1.6$; 中硬岩层($f = 3 \sim 6$) $\tan\beta = 1.4 \sim 2.2$; 软弱岩层($f < 3$) $\tan\beta = 1.8 \sim 2.6$ 。随着硬岩层在上覆岩层中所占比例的增大, $\tan\beta$ 有减小的趋势。

(2) 冲积层厚度 δ

冲积层作为与基岩韧性差异较大的介质, 不仅对基岩起载荷作用, 本身还以流动方式充填基岩的沉陷空间。冲积层的流变特性使地表移动范围增大, 并且冲积层厚度越大, 地表移动范围也越大, 这是厚冲积层矿区主要影响角正切 $\tan\beta$ 值小的主要原因。

(3) 采深 H

根据部分资料研究认为 $\tan\beta$ 值随着采深的增大而增大, 按指数关系变化。

通过对实测资料的分析研究发现, 条带开采与全采条件下主要影响角正切的关系与上覆岩层的岩性系数(含松散层厚度)还有一定关系。因此, 影响条带开采与全采条件下主要影响角正切关系的因素主要有采深、覆岩综合评价系数等, 与重复采动、煤层倾角、煤层厚度、条带开采尺寸、采出率等因素的关系尚不完全清楚。

3.1.4 拐点偏距的影响因素

在进行地表移动和变形预计时, 拐点偏移距是一个重要的参数, 它不仅直接影响到各种移动和变形值的计算精度, 而且决定了地表移动盆地的形状和范围。全采时影响拐点偏移距的因素包括上覆岩层岩性、岩层层位、采深、松散层厚度、工作面尺寸、煤层倾角、采厚、采动程度、重复采动、采煤方法和顶板管理方法等。覆岩岩性和采深是影响拐点偏移距的主要因素, 随上覆岩层强度的增加而增加, 随采深的增加而增加。我国一般的矿区 s 值约在 $(0.05 \sim 0.43)H$ 之间。

(1) 覆岩岩性的影响

上覆岩层岩性越硬, s/H 越大, s/H 的变化幅度为 $0.05 \sim 0.2$ 。坚硬岩层(覆岩平均普氏系数 $f > 6$) $s/H = 0.15 \sim 0.20$; 中硬岩层($f = 3 \sim 6$) $s/H = 0.10 \sim 0.15$; 软弱岩层($f < 3$) $s/H = 0.05 \sim 0.10$ 。一般认为随着硬岩层比例的增加 s/H 也逐渐增加, 硬岩层对拐点偏移距的影响较大。

(2) 采深 H 的影响

s 值一般随采深的增加呈线性增加, 上覆岩层软弱时, s 的变化缓慢, 层坚硬时, s 的变化显著。

(3) 采动程度的影响

当采动程度系数 $n < 1$ 时, 拐点偏移距随采动程度的增大而降低, 当工作面尺寸达到充分采动以后, 拐点偏移距稳定在某一值。采动程度越小, 上覆岩层的破坏越小, 顶板冒落不充分, 因此拐点偏移距就越大。

综合上述分析表明; 影响条带开采的拐点偏移距 s 条的主要因素有采深、采出率、采宽、煤柱留宽、上覆岩层综合评价系数等。此外, 条带开采的拐点偏移距 s 条与松散层厚度、条带开采区域面积(采动程度)、煤层倾角、采厚、重复采动、采煤方法和顶板管理方法等有一定的关系。

3.2 条带开采地表移动参数分析

我国自 1967 年开始应用条带法开采“三下”压煤以来, 先后在全国多个省

市的数百个条带工作面进行了条带开采,其中部分建立了地表移动观测站进行现场实测。为条带开采地表移动参数的研究提供了重要的数据;而且通过对条带开采地表移动参数进行过分析研究,得出一些经验公式并被广泛应用。但近十几年来,随着条带开采的广泛应用,新的条带开采的现场实测数据逐渐增多,同时以前的经验公式对于同一煤矿、同一地质采矿条件下条带开采预计参数的计算结果差异很大。因此,有必要在补充新的观测站资料的基础上作进一步研究。郭文兵^[15]等人通过现场调研与资料检索,通过分析建立了新的条带开采地表移动预计参数的经验公式。

(1) 下沉系数

首先分析条带开采下沉系数和全采条件下下沉系数的比值 q_t/q_q 与各主要相关单因素之间的关系,然后综合分析各个因素的关系。分析表明: q_t/q_q 随采厚 M 的增加而减小;随采深 H 的增加而增大;随着采出率 ρ 的增大,条带开采的下沉系数显著增大;随开采宽度 b 的增大而增大;随留宽 a 的增大而减小。经验公式为

$$\frac{q_t}{q_q} = 0.2663e^{10.5753M} \ln Y \frac{bH}{a} Y + 0 \quad (3-2)$$

(2) 水平移动系数

根据对影响条带开采水平移动系数的主要因素的分析,水平移动系数随采深 H 的增大而减小;随采出率 ρ 的增大而增大。所以用 H/ρ 的关系来描述两者对 b_t/b_q 的影响, b_t/b_q 与采深 H 和采出率 $\rho=b/(a+b)$ 的综合关系为:

$$\frac{b_t}{b_q} = 10.0002 \frac{HYa + bY}{b} + 0.8786 \quad (3-3)$$

(3) 主要影响角正切

条带开采主要影响角正切 $\tan\beta_t$ 的主要因素有采深 H 和上覆岩层综合评价系数 P 。随着采深 H 的增大, $\tan\beta_t/\tan\beta_q$ 减小; $\tan\beta_t/\tan\beta_q$ 随上覆岩层综合评价系数 P 的增大而减小。所以用 PH 的关系来描述两者对 $\tan\beta_t/\tan\beta_q$ 的影响。参数 $\tan\beta_t/\tan\beta_q$ 与采深 H 和上覆岩层综合评价系数 P 的总关系式为

$$\frac{\tan\beta_t}{\tan\beta_q} = 0.17847e^{-0.10012PH} \quad (3-4)$$

(4) 拐点偏移距

分析表明,影响条带开采的拐点偏移距 s_t 的主要因素有采深 H 、采出率 ρ 、采宽 b 、煤柱留宽 a 、上覆岩层综合岩性等。条带开采的拐点偏移距 s_t 随采深 H 及开采宽度 b 的增大而增大,随留宽 a 的增大而减小,故采用 bH/a 的组合来分析拐点偏移距 s_t 的关系。此外,拐点偏移距随采出率的增大而增大。建立的经验公式为:

$$s_t = 0.0673b^2H/a(a+b) + 2.564 \quad (3-5)$$

通过郭文兵^[15]等人的分析研究,得出了条带开采地表移动和变形预计参数

q/q_0 , b/b_0 , $\tan\beta/\tan\beta_0$, s_t 的计算公式。这些公式相对现有的计算公式而言, 考虑的影响因素更为全面。主要体现在以下方面:

(1) 在 q/q_0 的计算公式中, 不仅考虑了采深、采宽、留宽三个因素的影响, 而且考虑了煤层开采厚度 M 的影响。条带开采下沉系数与煤层开采厚度有关已被实践所证实, 因此, 计算公式中考虑煤层开采厚度 M 的影响则会更接近于实际。其结果特别对厚煤层条带开采地表移动和变形预计参数的选取则更有实用价值。

(2) 现有普遍采用的计算条带开采 b/b_0 的方法中, 仅与采深 H 有关, 没有考虑采出率(采宽、留宽)的影响, 本论文研究中考虑了该因素的影响, 虽然其影响不十分显著, 但公式中反映了其影响关系。同时, 该公式避免了现有公式当 $H > 500\text{m}$ 时 $b_{\text{条}}^{\text{计}}$ 算为负值的不合理现象。

(3) 在 $\tan\beta/\tan\beta_0$ 的计算公式中, 不仅考虑了采深的影响, 而且考虑了上覆岩层岩性的影响(用上覆岩层综合评价系数 P 表示)。现有普遍采用的计算条带开采 $\tan\beta/\tan\beta_0$ 的方法中, 仅与采深 H 有关, 本论文中考虑了覆岩岩性的影响。

(4) 在条带开采拐点偏移距 s 条的计算公式中, 综合考虑了采出率、采深、采宽、留宽等因素的影响。理论和实践已证实, 条带开采拐点偏移距 s 条与上述因素有关。由于受实测数据样本的限制, 公式中考虑的影响因素可能还不够全面, 但本论文给出的计算公式较以往的公式考虑的因素更为全面。

(5) 虽然本论文给出的条带开采地表移动参数计算公式考虑的因素较为全面, 但仍保留了以往经验公式简便的特点。具体表现在公式中的参数均容易确定, 计算方便, 可操作性强。

4 条带开采的效果分析^[16]

众所周知, 地表移动的观测数据是研究开采沉陷的基础。我国自 50 年代以来, 建立的地表移动观测站(不完全统计) 已达 200 多个, 为开展地表移动的计算研究工作提供了丰富的实际观测数据。条带开采的观测不仅涉及地表的移动观测, 还涉及煤柱的应力与变形观测, 上覆岩层的移动、变形、破坏观测, 随着数值计算方法的大量应用, 岩体性质参数的实地测定也成为进行条带开采研究的重要数据, 目前我国也已积累了一些实际观测成果。

峰峰矿务局一矿在工人村下进行条带开采期间, 进行了较为全面的地表移动观测站观测得出, 在该地质条件下, 留设煤柱不大于 $H/3$ 开采条带小于 $H/3.5$ 的情况下, 地表不会出现波浪下沉; 条带开采的地表移动期较短, 开采工作结束 1~2 个月后地表最大下沉为地表稳定后最大下沉的 95%; 并取得了实测的条带开采地表移动计算参数。

蒲白矿务局马村矿在白水河下条带开采期间设置了地表网状观测站, 对地表下沉的整个盆地进行了观测并在煤柱内进行了应力观测, 取得了在该地质条件下条采一侧煤体应力超前距最大为 63.6 m, 形成煤柱后应力超前距最大为 109 m, 条采一侧煤体应力滞后距最大为 74 m, 形成煤柱后应力滞后距最大 31.5 m 的条带开采过程中煤柱应力变化的实测数据。

峰峰矿务局二矿在工业广场区域进行条带开采期间,不仅设置了地表移动观测站,还进行了煤柱压力的观测和利用上层工作面的回风巷打钻进行了顶板沉降的观测,取得了开始阶段附加应力占15%,两侧开采期间占64%,滞后稳定阶段占20%的应力观测结果,并实测出该条件下的煤柱塑性区为2 m,采空区上方为拉伸变形,煤柱上方为压缩变形;取得了条带开采重复采动的地表移动实测数据得出条带开采的地表下沉同样与开采面积有关的结论。

峰峰矿务局三矿在条带开采中从地面打钻进行了岩体内部移动的观测,确定了采动裂隙的垂直分布规律,得出了在局部薄层、软层容易产生离层的结论;徐州沛城煤矿、鹤壁矿务局九矿等也进行了条带开采地表移动或煤柱应力的观测,取得了一些观测数据。

条带开采作为一种特殊的采煤方法有其自身的优势和缺点,最大的优点是不改变采煤工艺的前提下,较大幅度地减少地表沉降,在无法采取其它措施的条件下采出部分建筑物下压煤,而其最大缺点是条带开采采出率低、资源损失严重,且生产效益较低。因此,在保护地面建筑物的目的下,如何提高条带开采的采出率、提高条带开采的生产效益是条带开采中必须解决的关键问题,近几年在这方面已进行了一些有益的尝试。

枣庄矿务局田陈煤矿在村庄下压煤开采中,充分利用其煤层的开采深度,进行了宽条带(采出宽度135 m)开采,共开采3个工作面,地表最大下沉为298 mm,这一开采条带既利用了窄工作面下沉系数减小的优势,又实现了不降低生产效率的条带开采,保证了地面建筑不产生破坏。峰峰矿务局九龙煤矿在村庄搬迁过程中,利用宽条带进行了2个工作面的开采(工作面宽度分别为120 m, 160 m),实测地表最大下沉为185 mm和469 mm (两工作面迭加),地表水平变形最大为110 mm/m,平均月产达415 万t。通过工作面开采顺序的改变,保证了采区的按计划开采,也保证了地面的安全使用,为搬迁争取了时间。平顶山矿务局十矿在化工厂下开采期间,利用宽条带实现了煤柱的全柱式开采,使整个开采过程中地面房屋的最大变形影响降低了50%。

另一方面,利用条带开采的设计在理论上也进行了提高条带开采采出率的研究。变采留比条带在不增加地表变形的条件下,充分利用地表下沉盆地的空间,可提高条带开采采出率10%~20% (取决于条带开采的面积)。由于顶板的破坏高度与条带开采的宽度密切相关,窄条带开采是实现水体下和承压水上采煤较为有效的技术途径,且利用连续采煤机采煤是实现窄条带高效开采的技术途径。由于煤柱存在塑性区,窄煤柱稳定性差,难以保证煤柱的长期稳定,利用巷道加固技术对窄煤柱进行锚杆与锚索加固,从而提高煤柱的自身强度,实现窄条带开采,这一技术可解决部分承压水上的开采问题,但对煤柱加固技术的研究尚处于理论研究阶段,主要是因为缺少实际开采的风险性试验。利用煤柱加固技术也是提高条带法开采采出率的有效途径。

5 结术语

本论文分析了条带开采的优化设计方法,条带开采地表移动参数的影响因素,并在此基础上,给出了条带开采地表移动参数(下沉系数、水平移动系数、主要影响角正切、拐点偏移距)新的计算公式。给出的条带开采地表移动参数计算公式考虑的因素较为全面,并且保留了以往经验公式的简便。公式中的参数均容易确定,计算方便,可操作性强。

条带开采尽管其采出率低,影响了矿井的生产效率,但由于我国地质条件千差万别,在现有的技术水平和现有的经济环境下,为解决建筑物下压煤的开采问题,条带开采不失为一种有效的技术途径,对如何提高条带开采的回采率及条带开采的生产效益,已开始了各种尝试,随着条带开采实际应用的增加,对其的研究也必将有新的突破。条带式采煤法已经在我国的许多矿山使用,并取得了良好的效果,如峰峰矿务集团、开滦矿物集团等。由我国煤矿生产的实践表明,选用合适的采煤方法并使之不断完善和发展,对提高矿井生产水平和经济效益,改变矿井技术面貌有决定性的意义,继续做好这方面的工作,是今后煤矿开采技术发展的主要方向。

翻

译

部

分

英文原文

Numerical Simulation of Coal Floor Fault Activation Influenced by Mining

WANG Lian-guo, MIAO Xie-xing

School of Sciences, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu
221008, China

Abstract: By means of the numerical simulation software ANSYS, the activation regularity of coal floor faults caused by mining is simulated. The results indicate that the variation in horizontal, vertical and shear stresses, as well as the horizontal and vertical displacements in the upper and the lower fault blocks at the workface are almost identical. Influenced by mining of the floor rock, there are stress releasing and stress rising areas at the upper part and at the footwall of the fault. The distribution of stress is influenced by the fault so that the stress isolines are staggered by the fault face and the stress is focused on the rock seam around the two ends of the fault. But the influence in fault activation on the upper or the lower fault blocks of the workface is markedly different. When the workface is on the footwall of the fault, there is a horizontal tension stress area on the upper part of the fault; when the workface is on the upper part of the fault, it has a horizontal compressive stress area on the lower fault block. When the workface is at the lower fault block, the maximum vertical displacement is 5 times larger than when the workface is on the upper fault block, which greatly increases the chance of a fatal inrush of water from the coal floor.

Key words: mining; fault activation; simulation

1 Introduction

In this paper we attempt to appraise the activation regularity and deformation of coal floor faults caused by mining. Damage mechanisms of rock around coal floor faults are described from different aspects and in different contexts^[1-10]. Descriptions can, to some extent, intensify our understanding of coal floor fault activation caused by mining. However, looking at the effect of these views, a mechanical analysis cannot achieve the purpose of pictures and clarity. For a more profound understanding of the regularity of fault activation caused by mining at the workface, we use computers to make numerical simulations and obtain a series of valuable conclusions.

2 Numerical Calculation of Model Formation

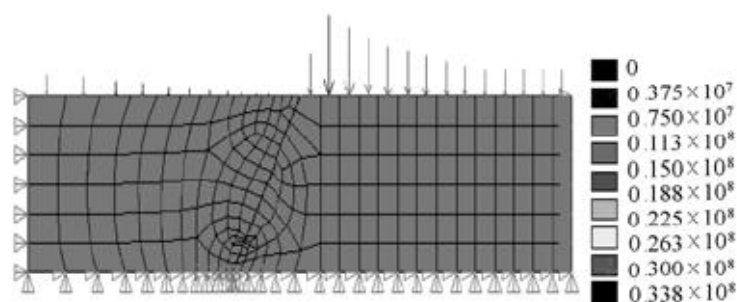


Fig. 1 Calculating model

Considering the different fault activations influenced by the workface on the upper

and lower fault blocks, we build two calculation models according to the state of the plane strain. Fig. 1 is a calculation model (Model I) of the workface on the lower fault block, showing the loading on the top of the terrane according to the distributional characteristics^[11] of mine pressure. Given the conditions of mining technology of the

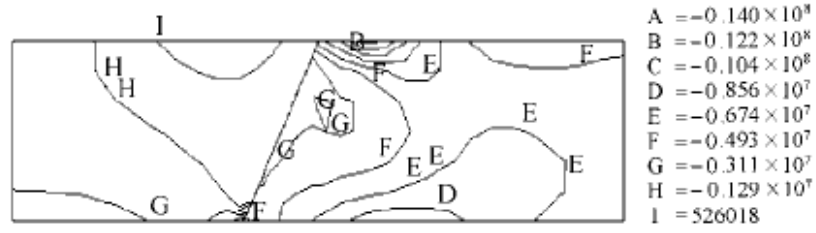
Qinan mine, the terrane 70 m fore- and aft the workface and 30 m deep under the coal floor is simulated. The lithology of the floor is Berea sandstone and the elastic modulus $E=1.09 \times 10^4$ MPa, the Poisson's ratio $\mu=0.34$, the cohesion $C=2.94$ MPa, the internal friction angle $\varphi=35^\circ$ and the density $\gamma=2.5$ kN/m³. The calculation model of the workface on the upper part of the fault (Model II) is the same as that of Model I except that the abutment pressure ahead of the workface is on the upper part of the fault.

3 Numerical Simulation Results and Analysis

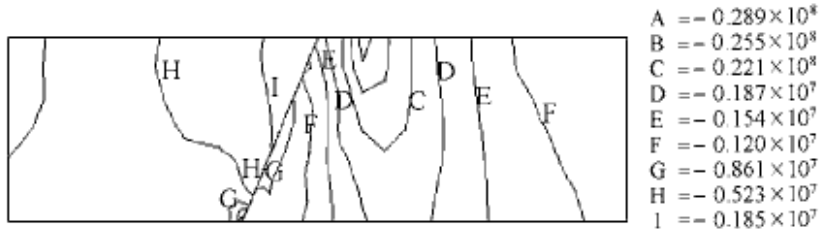
For both models, the isoline graphs of horizontal, vertical and shear stresses as well as the horizontal and vertical displacements of models I and II have been calculated and are plotted respectively as Figs. 2–3.

3.1 Distribution characteristics of horizontal stresses

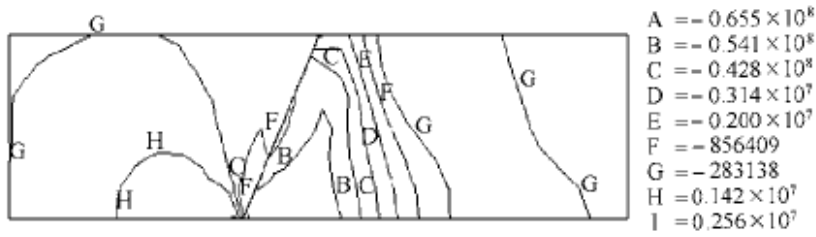
Influenced by mining of the coal floor rock, there are horizontal stress releasing areas and rising areas at the upper part and at the footwall of the fault. The distribution of horizontal stresses is influenced by the fault and it is obvious that the stress isolines are staggered by the fault face and the stress is concentrated on the rock seam around the two ends of the fault. In model I, stress is concentrated at the shallow part of the orebody at the footwall of the fault. The horizontal stress is 6.4–10 MPa. The horizontal stress under the fault face is 3.1–4.9 MPa. The lower part of mined-out areas on the lower fault block releases pressure, and may even turn to tension stress of about 0.5 MPa. But in the deeper part, the horizontal stress turns to compressive stress and the value increases gradually. In model II, the stress is concentrated at the lower part of the orebody on the lower fault block and the



(a) Isoline of horizontal stress



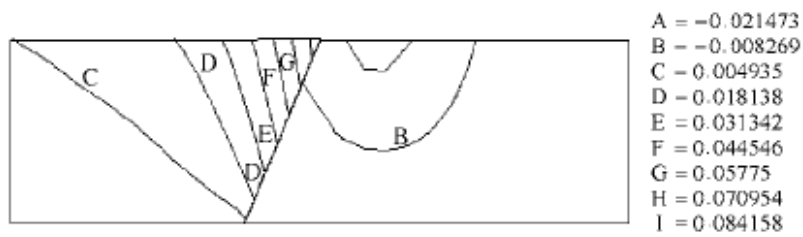
(b) Isoline of vertical stress



(c) Isoline of shear stress



(d) Isoline of horizontal displacement



(e) Isoline of vertical displacement

Fig. 2 Calculation results of model I

horizontal stress becomes 14.6–27.5 MPa. The horizontal stress under the fault face is 4.94–8.16 MPa. The lower part of the mined-out areas at the fault footwall releases pressure; the horizontal stress is 4.94 MPa.

3.2 Distributional characteristics of vertical stresses

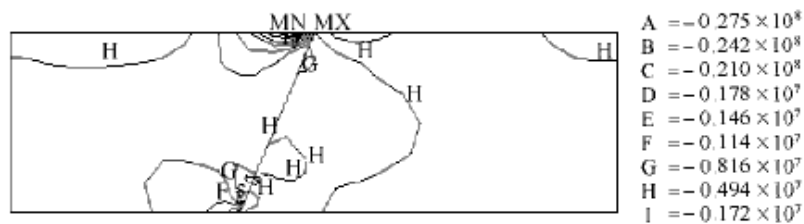
The distributions of vertical stresses are also influenced by faults. The stress isolines are staggered by the fault face. The stress is focused on the rock seam round the two ends of the fault. In model I, the stress is concentrated at the lower part of the orebody on the lower fault block. When the depth increases, the extent of the stress concentration in the rock under the coal bed decreases. The vertical stresses of the rock under the coal bed step down from 29.8 MPa to 18.7 MPa. The extent of the release at the upper part of mined-out areas reduces gradually and the vertical stresses increase from 1.5 MPa to 8.6 MPa. The vertical stresses at the footwall of the fault face increase from 8.6 MPa to 15.4 MPa. In model II, the stress is concentrated at the lower part of the orebody on the lower fault block. When the depth increased, the concentration of stress in the rock under the coal bed decreased. The vertical stresses of the rock under the coal bed step down from 47.1 MPa to 13.5 MPa. The extent of the release of the footwall mined-out areas gradually reduces and the vertical stresses increase from 2.33 MPa to 7.92 MPa. The vertical stress at the footwall of fault face is 13.5 MPa.

3.3 Distributional characteristics of shear stresses

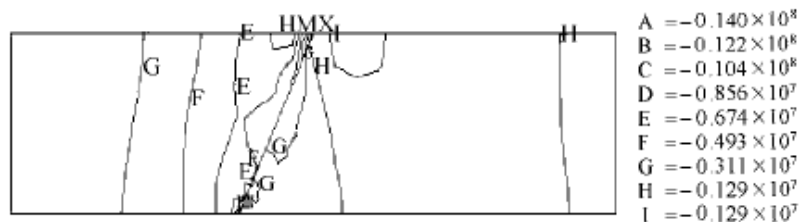
The distribution of shear stresses at the upper part and the footwall of the fault are obviously different. The distributional characteristics of shear stress isolines are in conflict and the shear stresses are concentrated at the two ends of the fault. In model I, the stresses under the fault face evolve from compressive shear stress to tension shear stress. Its value ranges from –5.4 MPa to –0.3 MPa (the minus sign means compressive stress and the positive sign means tension stress). The tension at the upper fault block face of the shear stress area has a value of 0.3 MPa in the shallow part which gradually increases to 2.56 MPa in the deeper part. In model II, the stress above the fault face changed from tension shear stress to compressive shear stress and the values ranged from –6.6 MPa to –11.6 MPa (again, the minus sign means compressive stress and the positive sign tension stress). The upper part of the fault face is a tension shear stress area and the value gradually reduces from 4.99 MPa to 0.57 MPa.

3.4 Horizontal displacement

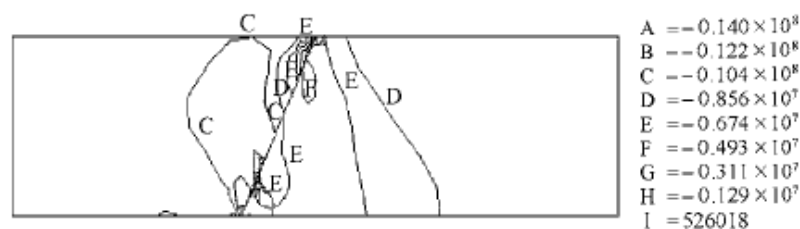
In model I, the horizontal compressive displacement on the lower fault block is small; its value is 0.3–5.6 mm. The horizontal compressive displacement at the fault footwall is large. The maximum value is 42.6 mm, but this falls gradually to 0.3 mm with increasing depth. In model II, the horizontal tension displacement of the coal floor at the upper part of the fault ranges from 1.3 mm to 10.9 mm. The deep horizontal compressive displacement is small, ranging from 0.3 mm to 1.9 mm. The horizontal tension



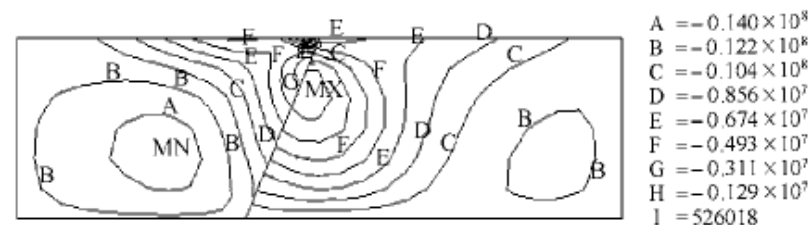
(a) Isoline of horizontal stress



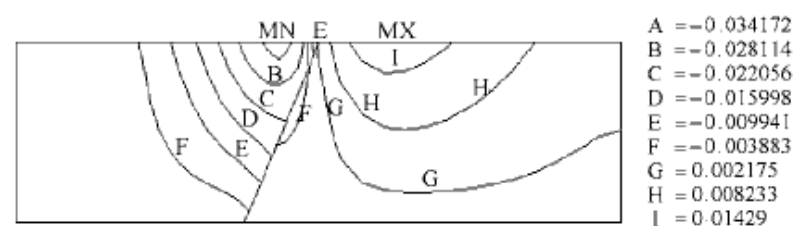
(b) Isoline of vertical stress



(c) Isoline of shear stress



(d) Isoline of horizontal displacement



(e) Isoline of vertical displacement

Fig. 3 Calculation results of model II

displacement at the footwall of the fault is between 1.3 and 10.9 mm.

3.5 Vertical displacement

Just as in the foregoing description,during mining,vertical stresses loading on the rock floor will change.At a time,from the front of the coal wall to the mined-out area,advancing in the direction along the workface supporting pressure areas,release pressure areas and stress resuming areas will arise.Related to this development,the rock of the coal floor may become a compressive area,an expanding area and a re-compressive area.The displacement of the rock on the coal floor reduces with increasing depth.In model I ,the displacement of the compressive area at the fault footwall reduces from 21.4 mm in the shallow end to 8.2 mm in the deep end and the displacement of the expanding area in upper part reduces from 84 mm to 4.9 mm going from the shallow to the deep end. In model II ,the displacement of the compressive area at the fault footwall reduces from 34.17 mm at the shallow end to 3.88 mm at the deep end and the displacement of the expanding area in the upper part reduces from 14.29 mm at the shallow part to 2.17 mm in the deeper part.

4 Conclusions

Given the calculations in our analysis,the following inferences can be drawn:

1)Influenced by mining of the floor rock,horizontal stress releasing areas and rising areas at the upper part and at the footwall of the fault develop. The distributions of horizontal stresses are influenced by the fault as indicated by the stress isolines which are staggered at the fault face and the stress is focused on the rock seam around the two ends of the fault.

2)The distribution of vertical stresses are also influenced by the fault that as shown by the stress isolines,staggered at the fault face and the stress is concentrated at the rock seam around the two ends of the fault.

3)The distribution of shear stresses at the upper part and the footwall of the fault are also obviously different.The shear stresses concentrate at the two ends of the fault.

4)When the workface is at the footwall of the fault,there is a horizontal tension stress area on the upper part of the fault;when the workface is on the upper part of the fault,it has a horizontal compressive stress area at the lower fault block.

5)When the workface is on the lower fault block,the maximum vertical displacement is 5 times larger than that at the upper fault block,which very much increases the chance of a fatal inrush of water from the coal floor.

References

- [1]Gao Y F,Shi L Q,Lou H J,et al.Water-Inrush Regularity and Water-Inrush Preferred Plane of Coal Floor.Xuzhou:China University of Mining&Technology Publishing House,1999.(In Chinese)
- [2]Qian M G,Miao X X,XU J L.The Key Strata Theory of Controlling the Rock Seam.Xuzhou:China University of Mining &Technology Publishing House,2000.(In Chinese)
- [3]Zhang J C,Zhang Y Z,Liu T Q.The Seepage Flow in Rock and the Water Inrush in Coal Floor.Beijing:Geological Publishing House,1997.(In Chinese)
- [4]Wang L G,Song Y.The Non-Linear Characteristic and the Forecast of Water Inrush from Coal Floor.Beijing:Coal Industry Press,2001.(In Chinese)
- [5]Gong S G.The Basic Application and Example Analysis of ANSYS.Beijing:Machine Press,2003.(In Chinese)

-
- [6]Li H Y,Zhou T P,Liu X X.The Tutorial of Engineering Application of ANSYS.Beijing:China Railway Press,2003.(In Chinese)
- [7]Wang L G,Song Y.A model to risk assessment for mine water-inrush.Journal of Engineering Geology,2001,09(02):158–163.
- [8]Miao X X,Lu A H,Mao X B,et al.Numerical simulation for roadways in swelling rock under coupling function of water and ground pressure.Journal of China University of Mining&Technolog,2002,12(2):121–125.
- [9]Wang L G,Bi S J,Song Y.Numerical simulation research on law of deformation and breakage of coal floor.Group Pressure and Strate Control,2004,(4):35–37.(In Chinese)
- [10]Wang L G,Song Y,Miao X X.Study on prediction of water-inrush from coal floor based on cusp catastrophic model.Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2003,22(4):573–577.
- [11]Jiang J Q.The Stress and the Movement of the Rock Around the Stope.Beijing:Coal Industry Press,1997.(In Chinese)

采矿对煤层底板断层活化影响的数值模拟

王连国, 缪协兴

中国矿业大学, 理学院, 中国, 江苏, 徐州 221008

摘要: 利用数值模拟软件 ANSYS, 模拟采矿引起的底板断层活化规律。结果表明, 工作面在断层上盘和下盘时, 横向、纵向和剪应力的变化, 以及水平和垂直位移几乎一样的。因采矿地面岩石影响, 在断层的上盘和下盘有应力降低和压力上升的地区。应力分布的影响, 这样的断层的压力等值线的交错面临的过失和强调的是集中在岩层周围的两端。但是断层的影响, 活化的上部或下部断块的工作面明显不同。当工作面在断层的下盘, 有一个横向拉应力区的在断层的上盘; 当工作面是在断层上盘, 它有一个压应力水平较低的地区的工作面断层块。当工作面在断层下盘, 最大垂直位移比工作面在断层上盘大 5 倍, 这样极大地增大致命的底板突水机会。

关键词: 采矿; 断层活化; 模拟

1 简介

在本文中, 我们试图评价受煤层底板的断层活化规律和变形。损害机制所造成的岩石煤层底板断层周围描述来自不同方面和在不同情况。说明可以在一定程度上加强我们的理解采矿影响煤层底板断层活化。然而, 从这些观点的考虑, 机械分析无法实现的预期的目的。为了更深刻的理解受工作面影响断层活化规律, 我们使用计算机, 从而使数值模拟试验, 并获得了一系列有价值的结论。

2 数值计算模型的形成

考虑到工作面在断层上下盘位子不同的影响断层活化, 我们建立两个数字模型通过不同拉伸状态。图 1 是一个数值模型 (模型 I) 的工作面下盘, 显示的负荷上方的岩层根据矿山压力的分布特征。基于现在采矿技术学条件祁南煤矿, 模拟工作面前 70 米和纵向的和 30 米深的煤层底板。底板的岩性是贝雷亚砂岩的弹性模量 $E = 1.09 \times 10^4 \text{MPa}$ 时, 泊松比 $\mu = 0.34$, 凝聚力 $\zeta = 2.94 \text{MPa}$ 时, 内摩擦角 $\phi = 35^\circ$ 和容重 $\gamma = 2.5 \text{kN/m}^3$ 。工作面在断层上盘数值模型 (模式 II) 和模型 I 是一样的, 但前面的支承压力是在工作面是在断层上盘的情况下。

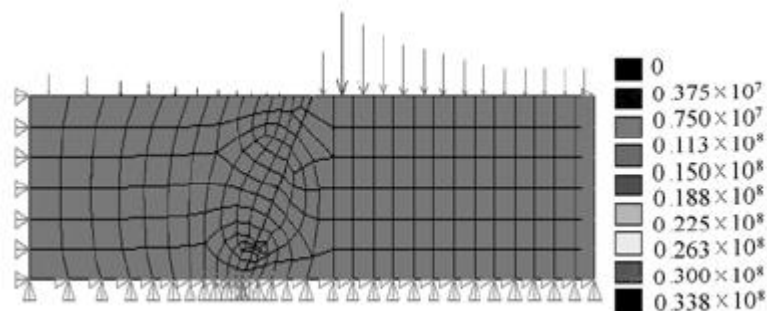
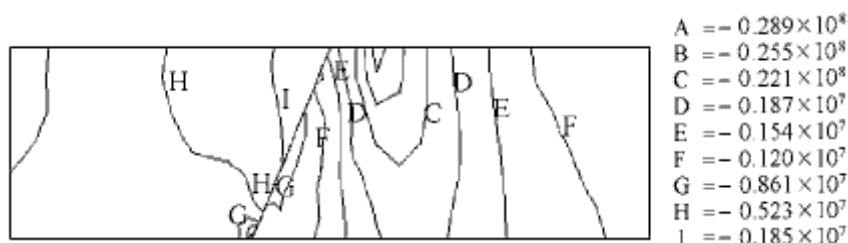
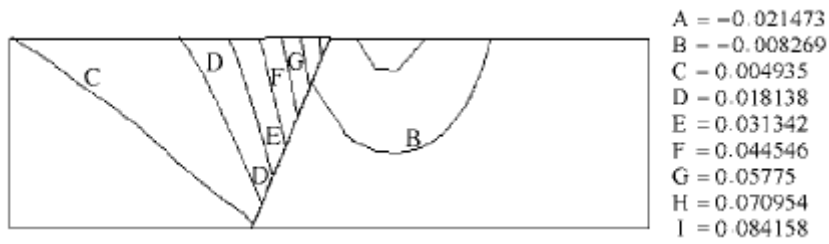


图 1 计算模型

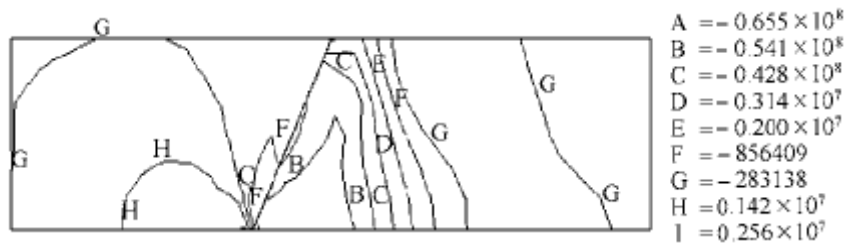
3 数值模拟结果与分析



(一) 等值的水平应力



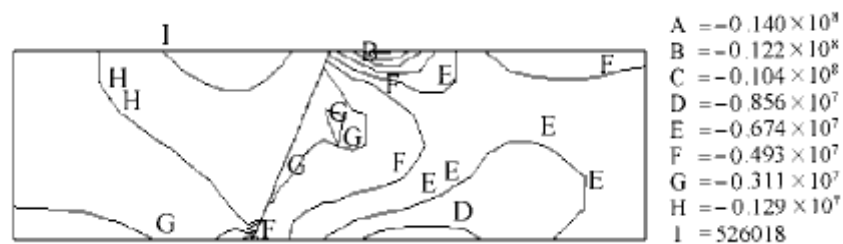
(二) 等值线垂直应力



(三) 剪应力等值线



(四) 等值线水平位移

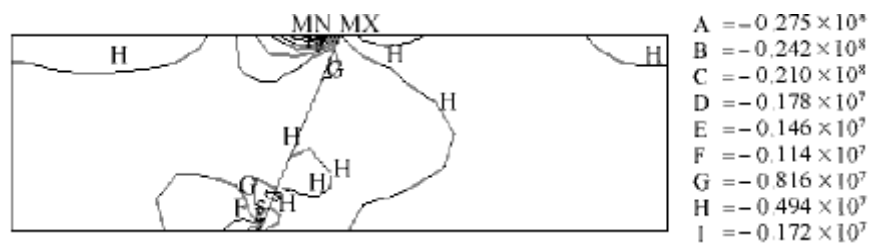


(五) 垂直位移等值线

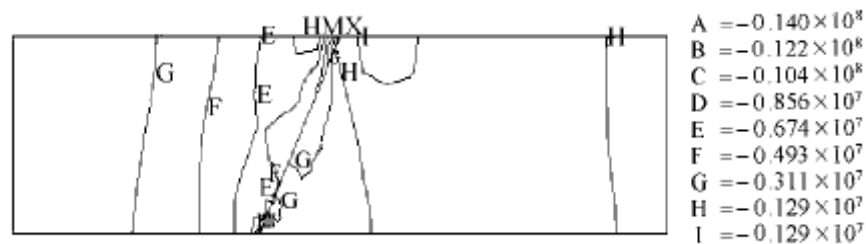
图2 模型 I 的计算结果

对于这两种模型，等值线图的水平，纵向和剪应力以及横向和垂直位移的模型 I，II 计算和绘制分别为图 2-3。

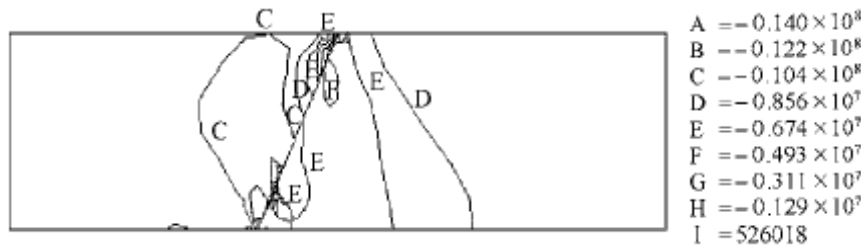
3.1 横向应力分布特征



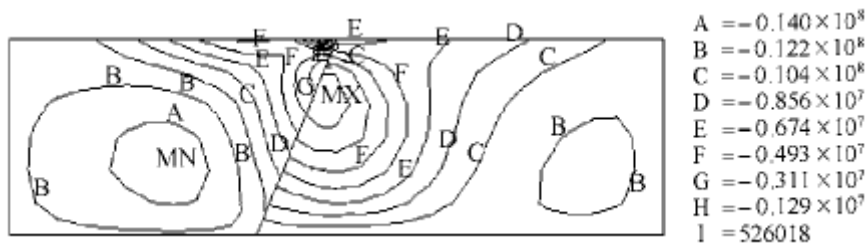
(一) 等值的水平应力



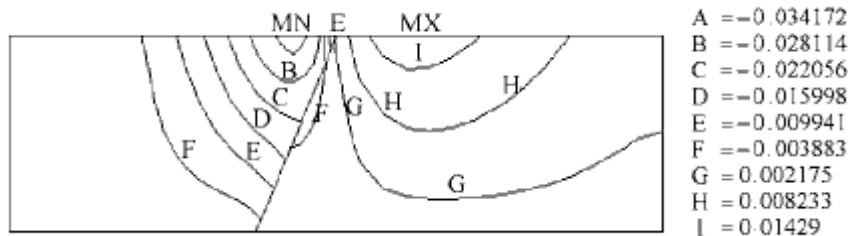
(二) 等值线垂直应力



(三) 剪应力等值线



(四) 等值线水平位移



(五) 垂直位移等值线

图3 模型II的计算结果

受开采的煤层底板岩石影响,有水平应力降低区域和不断上升的断层上盘。受断层影响分配的横向应力,很明显,应力等值线是错开的断层所面临的压力是聚集在断层岩层周围的两端。在模型I,强调的是集中在浅水部分矿体上盘.水平应力是6.4-10 MPa.在断层面得水平应力3.1至4.9MPa.下部采空区的低断块降低压力,甚至可能反过来向拉应力约0.5 MPa.在更深的部分,水平应力和压应力轮流逐渐增加。在模式II,应力集中在下部矿体低断块和横向应力成为14.6-27.5 MPa.水平应力下的断裂面是4.94-8.16MPa.下部采空区的断层降低压力;横向应力是4.94MPa。

3.2 垂直应力分布特征

垂直应力分布也受到断层的影响。压力等值线的交错由断层面.应力集中在煤层下的断层两端。在模型I中,应力是集中在较低的部分矿体低断层。当深度的增加,度在岩石下的应力聚集程降低.垂直应力条件下岩石煤层步骤从29.8MPa的18.7 MPa.The程度释放在上部采空区减少逐步和垂直应力增加1.5强度为8.6 MPa.The垂直强调在盘故障面对增加8.6MPa至15.4MPa。在模式II,应力集中

在下部矿体低断块。当深度增加,煤床下的岩石垂直应力集中在 47.1 MPa 到 13.5 MPa.在断层下盘垂直应力增长从 2.33 MPa 提高 7.92 MPa.垂直应力在断层下盘为 13.5 MPa。

3.3 剪应力的分布特征

在断层上下盘的剪切应力的分布式明显不同的,剪切应力等值线是冲突的,和集中在断层两端剪切应力相比。模型 I ,压力下面临断层演变从压剪应力的张应力。值范围从- 5.4MPa 至-0.3MPa (减号指压应力和积极的迹象意味着拉应力) 。在上断块面的张应力对剪应力地区有价值 0.3MPa 的浅层部分,逐步提高到 2.56MPa 的更深的一部分。在模式 II 的应力面对上述故障从紧张到压剪应力剪应力和价值不等, 6.6MPa, 以-11.6MPa (再次,减号指压压力和积极的迹象拉应力)。上部部分断裂面是一个紧张剪应力区和逐步降低的价值从 4.99 至 0.57MPa。

3.4 水平位移

模型 I , 横向压缩病安置低断块小, 它的价值是 0.3-5.6 mm.横向压缩病安置在断层下盘是。最大值为四十二点六毫米,但逐渐下降至 0.3 毫米日益深入。在模式 II , 紧张的横向位移煤炭楼的上半部分的故障范围从 1.3mm 到 9.10mm.深横向压缩位移小, 范围从 0.3 毫米 1.9 mm.横向位移紧张盘故障是 1.3 和 10.9 毫米。

3.5 垂直位移

正如在上述的描述,在采矿,垂直应力装载的岩石上改变.有时,从煤壁前面到采空区,推进方向沿支撑的工作面压力区,降低工作压力和垂直压力恢复地区将上升.重诉这一发展,岩层的煤层底板可能成为压区,扩大面积和重新压缩面积位移岩石上的煤层底板降低日益深入。模型 I , 压缩位移在断层下盘减少 21.4 毫米,在浅端 8.2mm 深底的扩大面积减少上部从 84 毫米到 4.9mm 从浅到深部。在模式 II , 压缩位移在减少断层下盘在从 34.17mm 浅端部 3.88mm 在底和深的扩大面积的上半部分减少从 14.28 在浅层部分 2.17mm 的更深一部分。

4 结论

鉴于我们的分析计算,可以得出以下推论:

1) 受采矿地面岩石, 横向应力释放领域和不断上升的地区上半部分,并在盘故障发展。分布横向应力的影响的过失所显示的压力等值线是错开的故障面临的应力集中对岩层周围的两端故障。

2) 垂直分布也强调受故障,由于所表现出的压力等值线,交错在故障面对的压力是集中在岩层周围的两端故障。

3) 剪应力分布的上限部分和下盘的故障也明显不同,剪应力集中在两个两端的故障。

4) 当工作面处于盘的故障,有一个横向拉应力区上部断裂;当工作面于上半部分的故障,它有一个横向压缩应力区在较低断块。

5) 当工作面是低故障块,最大垂直位移的 5 倍大于在上断块,这非常多增加了一个致命的突水从煤层底板。

参考文献

- [1] Gao Y F, Shi L Q, Lou H J 等.煤层底板突水突规律与防治.徐州：中国矿业大学出版社，1999。
- [2] 钱鸣高，缪协兴，岩层控制的关键层理论.徐州：中国矿业大学出版社，2000。
- [3] Zhang J C, Zhang Y Z, Liu T Q.渗流在岩石和在煤矿底板突水.北京：地质出版，1997年。
- [4] 王连国，宋扬，煤矿底板突水的非线性特性及预测.北京：煤炭工业出版社，2001年。
- [5] Gong S G，基本应用与实例分析 ANSYS.北京：机械工业出版社，2003。
- [6] Li H Y, Zhou T P, Liu X X，ANSYS 应用工程辅导.北京：中国铁道出版社，2003。
- [7] 王连国，宋元，矿井突水风险评估模型.工程地质学报，2001,09（02）：158-163。
- [8] 缪协兴，卢爱红，茅献彪，数值仿真膨胀岩巷道耦合作用下的水和地面压力.中国矿业大学学报，2002,12（2）：121-125。
- [9] 王连国，毕善军，宋扬，研究煤矿底板的变形与断裂规律数值模拟.压山压力与顶板管理，2004，（4）：35-37。
- [10] 王连国，宋扬，缪协兴，基于尖点灾难性煤层底板突水模型研究.中国岩石力学与工程杂志，2003,22（4）：573-577。
- [11] Jiang J Q，回采工作面围岩运动和应力.北京:煤炭工业出版社,1997年。

致 谢

在完成设计的过程中得到了周华强老师、常庆粮老师的精心指导。周老师和常老师亦师亦友，不仅及时的点拨和解答疑难问题，严谨求实的治学态度、活跃的学术思想更给我留下了深刻的影响。这不仅帮助我顺利完成设计，也必将使我在日后的学习和工作中受益匪浅。在这里向周老师和常老师致以最真挚的谢意。

同学们的相互帮助和提醒，让我能把设计做得更加准确细致，感谢亲爱的同学们。我还得到了许多老师和前辈的关心和帮助，非常感谢你们，感谢每一位指导和帮助过我的老师和同学们。

最后，非常感谢各位评阅老师和专家能在百忙之中评阅我的设计。