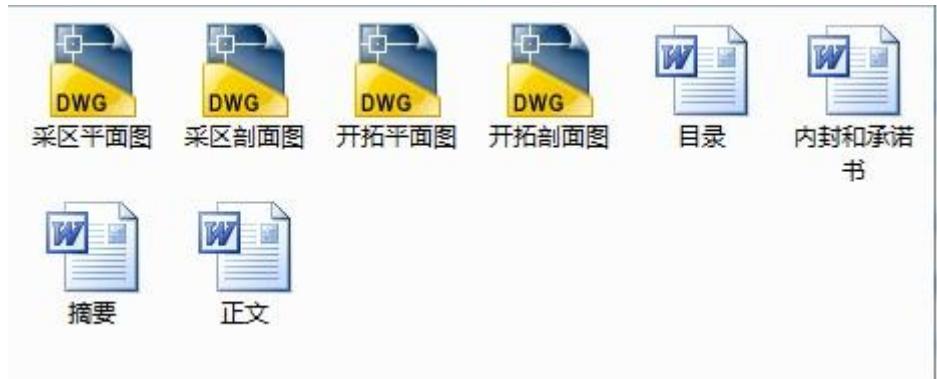


前言

煤炭工业是国民经济中的基础工业，它为许多重要的工业部门提供原料和能源。我国能源结构以煤为主的格局在今后较长的一段时间内不可能改变，国民经济的发展将对煤炭产量的增长提出更高的要求。而煤炭工业的发展，又取决于煤炭工业基本建设及开拓延深工作能否及时地，持续不断地提供煤炭生产的场地。为了将煤炭从地下采出，首先要从地表开始，开凿一系列的井筒、硐室和巷道到达煤层，这就是矿山基本建设的主体工程——矿建工程；移交生产后，随着采煤工作面的和采区的不断推进，还要连续不断及时准备好巷道，以保证采煤工作面和采区的正常接续。在上一水平生产煤层采完之前，就要着手进行井筒延深和新水平的开拓，以保证水平的及时接替。所以，只有及时地做好矿井建设和开拓延伸工作，才能保证煤炭行业稳产、高产并不断发展。井巷掘进为煤炭的开采创造条件，掘进服务于采煤，二者相互依存、必须并重，否则，采掘比例失调必将严重影响煤炭工业的正常生产和发展。



全套图纸，加 153893706

本设计是晓明东 6 矿 1.80Mt/a 新井设计。在所收集地质材料的前提下，由指导教师给予指导，本设计力求运用先进的采矿理论和设备，讲究开拓创新，并运用在课堂上所学知识，以及各参考书中的规定和事例进行对比分析。努力设计出一座高产、高效、安全、环保的现代化矿井。本设计说明书从矿井的开拓、开采、运输、通风、提升及采煤工艺等各个环节进行详细叙述，并进行了多处的技术和经济的比较，完成毕业设计要求的全部内容。同时在设计说明书中插入相关的图片，使设计内容更容易理解和接受。

1 矿区概述及井田特征

1.1 矿区概述

本井田位于辽宁省调兵山市境内的铁法煤田，晓明井田位于铁法煤田的中西部。晓明井田地理坐标为东经 $123^{\circ}34'14.7'' \sim 123^{\circ}38'19.6''$ ，北纬 $42^{\circ}26'43.5'' \sim 42^{\circ}29'33''$ 。行政区隶属辽宁省调兵山市晓明镇所辖。

铁法矿区交通便利，矿区东部有火车编组站——大青站，大青东至铁岭 20km 与京哈线相接，西经调兵山、法库至康平县东关屯，北至大明，南至王千采石场及晓南矿。在矿区中部，铁岭——法库——康平公路横穿，北有调兵山公路至大明，从晓明工业广场往西南有沥青路 2.5km 和铁岭——法库——康平公路相通。

晓明矿区位于松辽平原西南部，属大陆性气候，多风少雨。春、冬两季多西北风，夏、秋两季多西南风，风大时达 7~8 级。降雨一般集中在 7、8、9 月份，年降雨量最大达 1009.1mm。年平均气温 7°C 左右，最高达 33.3°C ，最低温度为零下 32.1°C ；本区结冻期 5~6 个月即 11 月至次年 4 月，冻土层深度 1.5m。表土层厚度 70~100m。

1.2 井田及其附近的地质特征

1.2.1 矿区地层

(一) 区域地层

铁法煤田生成于中生代中晚侏罗纪，为陆相沉积，隐蔽式煤田，断陷型聚煤盆地。煤层基底为前震旦系变质岩系，其上沉积了中、晚侏罗系、白垩系和第四系地层。煤系地层除在西部边缘有局部出露外，几乎全部被第四系所覆盖。煤田南北长 27.5km，东西宽 17.4km，面积为 513.5km^2 ，原始累计探明储量为 22.59 亿吨。

(二) 井田地层

晓明井田位于铁法煤田的中西部，煤系地层基底为前震旦系花岗片麻岩、片岩，其上沉积有晚侏罗系、白垩系、第四系地层。现由老至新分述如下：

(1) 前震旦系

出露于井田西部边缘的调兵山、太平山一带，由花岗片麻岩和片岩类组成，花岗片麻岩为肉红色，具片麻构造，黑云母片麻岩主要成分为石英、长石、黑云母、石英多呈粗粒状出现，并多为眼球状构造。片岩主要为灰绿色，淡黄褐色，由黑云母、绢云母、绿泥石、石英等矿物组成。该变质岩系片理和“X”型节理极为发育，沿节理有火成岩侵入。

(2) 晚侏罗系

前震旦系地层形成之后，本区长期处于剥蚀状态，使整个古生界和部分中生界地层缺失，直到燕山运动中期，即晚侏罗系之前，地壳活动频繁，新华夏系切割纬向构造体系，形成断陷沉积盆地，并伴有岩浆活动，使本区下降接受晚侏罗系后期煤系地层沉积。晚侏罗系地层平均 757m。按岩性分为 4 段自下而上为：

1) 底部砾岩段

自基底到下部砂泥岩层底板，该段厚 350~550m，平均厚度 450m。底部为紫色，顶部为灰色，灰白色砂砾岩、砾岩、夹薄层砂岩，砾石主要为花岗片麻岩、片岩，圆度不佳，呈棱角状和次棱角状，分选较差。砾径 5~1000mm，一般为 30~50mm，胶结物为泥质及钙质，不整合于前震旦系地层之上。

2) 下部砂泥岩段

本段由灰、灰白、深灰色的砂岩、砂质泥岩、泥岩互层组成。夹薄层炭质泥岩、砂质泥岩。泥岩中富含植物化石。本层厚约 150m。

3) 含煤段

本段含煤 2 层，分别为 5、10 层煤，都不同程度的可采，其中 5、10 煤厚度大，分布广，为本矿主采煤层。煤层间距为 40m，本段厚度 48~55m，一般为 51m。

4) 上部砂泥岩段

本段由砂岩、泥岩、砂质泥岩组成，局部夹薄层砂砾岩及薄层煤。本段下部普遍存在泥岩标志层，厚约 6.5m，上部粒度变粗并逐渐变为灰绿色。本段自 5 层煤顶板至白垩系，厚度 9~124m，一般为 62m。

(3) 白垩系

白垩系在本井田较为发育，井田西部沉积较薄，向东变厚。该系按颜色可分两段：

1) 灰绿色砂砾岩段

本段以灰绿色、灰白色砂岩、细砾岩为主。砾石主要成份为花岗岩、花岗片麻岩、石英岩，砾径一般为 15~30mm，圆度不佳，分选较差，多为泥质胶结。本段厚度 155~31m，一般 106m。平行不整合于侏罗系地层之上。

2) 紫色砂砾岩层

本层以紫色砂砾岩、细砾岩、砾岩为主。砾石成份同上述，砾径一般为 5~30mm，最大 300mm，分选不好，磨圆度较差，呈次棱角状。本段厚 242~53m，一般 135m。

(4) 第四系

本井田第四系以洪积层为主，其次为冲积层，厚度 70~100m，平均 80m。洪积层在井田南部以砂质粘土为主，北部以砂质粘土、砂土、砂及粗砂砾为主。冲积层以粘土、砂质粘土、砂土及砂为主。

（三）井田内地层层段的主要发育特征，古生物组合及地层对比方法

本井田从下至上共沉积有前震旦系、侏罗系、白垩系及第四系地层，其地层层段发育变化不大，全区整体赋存一致。其中白垩系在颜色及分选性上与侏罗系有明显区别，而从岩性上看，白垩系多为砾岩、砂砾岩，而侏罗系多为粗、中、细、粉砂岩及泥页岩和煤层，并含有大量的植物化石，主要化石有长形似金粉蕨、耳羽叶、古银杏等。其中上下含煤段化石基本相同，但位于煤层顶底板处植物化石全区发育，动物化石极少，仅见几处，其中有一化石初步确定为恐龙类化石。

（四）井田内含煤地层、沉积特征及变化规律

本井田煤系地层的含煤段中，主采 5、10 煤层，地层厚约 51m 左右，岩相及岩性变化不大，以河床相及湖泊相沉积为主。中部砂泥岩层，以静水湖泊相沉积为主。

本井田厚及中厚煤层结构简单，煤层大多在井田中发育较好，厚度较大。在西部可采边界地带煤层分叉变薄，层间距稳定，如 5 煤层在西翼厚度小，东翼厚度大。沉积厚度在井田北部，东部较大，煤层赋存深，主采煤层 5、10 煤层，层间距在这两地带，最大达 45m，最小 38m，平均为 40m。

1.2.2 区域构造

铁法煤田位于巨型纬向构造体系的天山——阴山隆起带和新华夏系第二沉降带。系天山--阴山隆起带被新华夏系切割所形成的断陷盆地。盆地走向为北北东方向，西部靠近调兵山，有盆缘断裂--江屯断裂，盆地中还有次一级的向斜、背斜（晓明一号背斜、晓明一号向斜、晓明二号背斜）。盆地中的断裂多为高角度正断层，南部区域比较发育并伴有火成岩活动。

1.2.3 地质构造

本井田位于晓明一号向斜和晓明一号背斜中部。

本井田地质构造以断裂为主，褶曲次之。断层多属高角度正断层，倾角 40°~75° 左右，落差最大 50m。井田主要大的褶皱为晓明一号背斜、晓明二号背斜、晓明一号向斜。

全井田共发现落差大于 10m 的断层 6 条。其中落差 30m 以上的断层 5 条；10~30m 的断层有 1 条。

表 1-1 断层一览表
Schedule 1-1 fault table

序号	断层名称	性质	走向	倾向	倾角	落差 /m	确定依据	延伸长度/m	控制程度
1	F1	正	250°-275°	200°-250°	60°-72°	50	79-310 孔 13、14 层缺失	1500	可靠
2	F2	逆	330°-355°	46°-110°	40°-55°	20	228 孔与 92-351 孔有落差	1500	可靠
3	F3	正	240°-270°	45°-60°	45°-60°	70	大隆矿实见一处	3000	可靠
4	F4	正	170°-220°	62°-140°	54°-72°	52	S ₃ 采区巷道实见九处	800	可靠
5	F5	正	260°-265°	175°-215°	40°-70°	46	S ₃ 采区巷道实见十四处	500	可靠
6	F6	正	320°-350°	205°-230°	50°-60°	50	449 孔 4、4-1、7 层缺失	2500	可靠

本井田在构造上属于晓明一号背斜，晓明一号背斜被 F₁ 号断层斜切；本井田是断层东南侧抬起剥蚀后的保留部分，煤层呈以背斜为主体的背斜构造，轴向东 270°。煤层的倾角的变化规律是浅部陡，中部和深部变缓。

本井田主要地质构造是断层，有两条断层经过井田，分别为 F₁ 与 F₂ 断层。本井田无岩浆岩侵入与冲刷带。断层见下表

表 1-2 断层一览表

Schedule 1-2 fault table

断层编号	性质	走向	产状倾向	倾角	延展长度 m	落差 m	见断面钻孔	煤层水平位移 m	可行程度
F ₁	正	250°-275°		60°-72°	1500	0.50	23		上部可靠，深部落差不清
F ₂	逆	330°-355°		40°-55°	1500	0.20	18		比较可靠

井田构造规律

褶曲及断层分述如下：

1、褶曲：从褶皱轴线的展布方向看，主要有两组：一为北西西向，二为北西向。

(1) 晓明一号背斜：位于 7 号勘探线南侧，在 F₁ 断层以南，轴线方位西 90°，南翼倾角 14°~18°，北翼倾角 14°~17°。

(2) 晓明一号向斜：轴线 N180° 左右。西翼与晓明一号背斜相接倾角为 15° 左右，东翼与晓明二号背斜相接倾角在 7°~10°。

(3)晓明二号背斜：位于Ⅱ号勘探线以东，由于被几条断层切割，使其形态复杂化，其轴线方向为南西 50°。整个核部地层倾角较缓，西翼倾角变缓为 10° 左右，在Ⅱ号勘探线处倾角变陡倾角达到 15°，东翼逐渐变缓，倾角为 9° 左右。

2、断裂

在井田内，断裂构造较发育，规模较大的断层($H \geq 20m$)有 F_1 、 F_2 、 F_3 、 F_4 、 F_5 、 F_6 共 6 条。从空间分布方向上看可分为东西向断层 3 条，南北向断层 3 条。以东西组发育广泛，且落差较大。

井田构造受新华夏系及纬向构造控制，张扭性正断层比较发育，由于扭力作用的结果，井田内形成弯曲的近乎 S 形弯状断层，如 F_1 、 F_2 、 F_3 、 F_5 、 F_6 等。

1.2.4 水文地质

区域及井田水文地质特征

(一) 区域水文地质特征及井田在区域水文地质分区的位置

(1) 区域水文地质特征

铁法煤田的地形、地貌特征是煤田东西边缘由火成岩及变质岩构成的低山，其地势较高。南北两面相邻辽河流域，中间地区是第四系的洪积和冲积平原。

1) 低山丘陵地形：煤田西部的柏家沟、调兵山，南部的王千总堡，东部边缘的镇西堡、大台子等地是火成岩及变质岩受构造剥蚀作用生成的低山地形。低山山脉呈南北走向，海拔 110~337m。低山顶部多呈浑圆状，山坡较陡，受剥蚀较强，上覆一层 0.1~30m 厚的残积物。平原之上，局部有丘陵，丘陵分布在大江屯、调兵山、晓明等地，多为隆起的白垩系地层构成。海拔 80~110m，顶部平坦，上覆残积物、坡积层。

2) 洪积、冲积平原：该平原分布于南北辽河附近地区王家街、小青堆子、万家房、大青堆子、蔡牛堡子、大榆树堡子等地带，面积 $560km^2$ ，海拔 65~100m。

(2) 井田区域水文地质分区的位置

本井田位于铁法煤田中西部，西靠调兵山和大江屯丘陵，北部和南部为山前洪积平原，地势平缓，自西向东微倾，平均地表标高 80m。西起法库县红土砬子的季节性河流——新开河在井田中间流过，东部为冲积平原。

(二) 井田水文地质特征及水文地质类型

(1) 井田水文地质特征

1) 第四系含水层由残积层、坡积层、洪积层和冲积层组成。

残积层、坡积层：分布在低山丘陵顶部，分水岭和山坡地段，层厚在0.3~10m之间，本层含水极弱，对井田无害。

洪积层：分布在山前平原地带，由黄色的砂土、砂砾和砂质粘土等构成，该层地下水位深2~8m，为孔隙潜水层。

冲积层：冲积层分布在辽河两岸及故道一带，由砂质粘土、粉砂、细砂、中粗砂、砂砾等组成。层厚在16m~35m之间。该层地下水位深2~5m，是孔隙潜水层。

2) 白垩系砂砾含水层

分布在整个铁法煤田，并被第四系地层所覆盖。岩性以紫色、灰绿色的砾岩、砂砾岩为主。地下水沿裂隙和层面流动，属承压裂隙水，其水位深4~11m。

3) 侏罗系砂砾岩含水层

该层位于白垩系地层下，以砂岩为主，含水层厚度在148~408m。白垩系、侏罗系与第四系含水层有水力联系，但联系程度较差。大气降水、地面水和潜水是主要的补给来源。

(2) 井田水文地质类型

根据煤炭部颁发的《矿井水文地质规程》，本井田侏罗系砂砾岩层为主要含水层，由抽水试验可知单位涌水量均小于 $0.121\text{m}^3/\text{h}$ ，年平均最大涌水量 $50.25\text{m}^3/\text{h}$ ，正常涌水量 $45.10\text{m}^3/\text{h}$ 小于 $180\text{m}^3/\text{h}$ ，因此本矿的水文地质类型为第一类，即水文地质简单矿井。

(3) 水质分析

综合水质分析情况本矿水质有下列特点：

1) PH值在6~10之间。

2) Ca^{2+} 、 Mg^{2+} 在 $4^\circ\sim 5^\circ$ 左右，水的总硬度在 $6^\circ\sim 9^\circ$ 之间为硬水。

充水因素及涌水量预计

(三) 矿井充水因素

(1) 井筒水：主井、副井、中央风井、边界风井的井筒水占矿井总涌水量的60%以上，多以淋水、滴水、渗水等形式出现在井筒中，水的补给来源是第四系含水层的孔隙水和玄武岩裂隙水。

(2) 巷道、回采工作面围岩水

煤系地层的细砂岩、粗砂岩、砂砾岩层虽本身含水较弱，确是矿井充水的主要因素。

围岩含水的排泄形式是巷道潮湿、顶板滴水、淋水和渗水，至使巷道低洼地带积水。

(3) 生产造成的裂隙通道

本矿井开采方式为走向长壁采煤法(第二水平采用倾斜长壁采煤法)顶板全部落的方法开采。在隔水层薄的情况下，井下回采造成顶板冒落，可能沟通上部含水地层。

(4) 采空区积水对回采的影响

上部采空区积水和相邻采空区积水。

(四) 防治水措施

(1) 地面防治水

1) 建立矿防讯指挥系统，制定防排水计划和防汛安全措施，储备一定数量的抢险物资和排水设备，设专人负责管理，检查地面各排水通道，如有阻碍，立即清除。

2) 在工业广场旁边新开河道，每年对河道进行清理维修，确保排水通畅。

(2) 井下防治水

井下设水文观测站，观测站设在井下总水仓门口，用以观测整个矿井涌水量，每月 2~3 次，观测方法是浮标法和三角堰法。我们坚持“有疑必探”的原则，全面对采空区积水进行探放，确保矿井安全生产。

1.2.5 岩浆活动

本井田火成岩主要分布在井田中部和南部，按产状可分为喷出和侵入两种：

(1) 喷出玄武岩

分布于白垩系地层之中，局部产于第四系之下，呈层状与沉积碎屑岩互层，围岩未见变质，一般厚度为 30m。玄武岩多为深灰绿色，具斑状结构，杏仁构造，组成矿物以斜长石、粒状辉石、黑云母等为基性。

(2) 侵入辉绿岩

分布于井田南部上、下煤组间及白垩系地层中，呈岩床状态产出，灰绿色。

1.3 矿层质量与矿层特征

1.3.1 各煤层的分布特点和顶底板岩性

本煤田可采煤层共 2 层，其中包括 5 煤平均厚度为 8.6m、10 煤平均厚度为 2.4m，煤层间距为 40m。

(1) 5 煤：5 煤发育简单，相当稳定，不含夹石层，顶板为泥岩、粉砂岩。

(2) 10 煤：6-1 煤可采煤层厚度变化不大，比较稳定，无夹石层，顶板为粗砂岩、细砂岩，底板为粉砂岩。

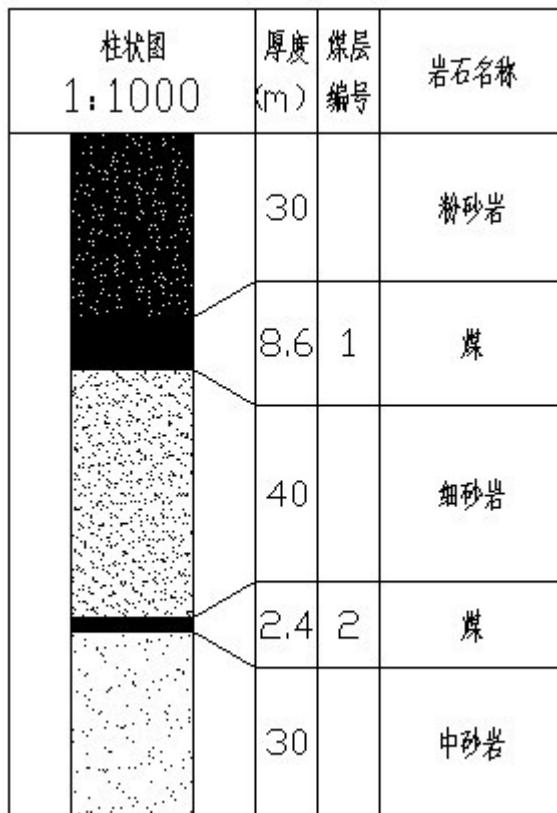


图 1-1 煤层柱状图

Fig 1-1 Coal histogram

1.3.2 煤的物理性质

煤的可选性：本井田内煤的可选性为中等，可选精煤回收率为良等。

煤的颜色：深黑色。

煤的光泽：沥青光泽，风化后呈暗淡光泽。

煤的条痕：条痕呈褐色。

煤的节理：内生节理发育。

煤的断口：常见贝壳状、平坦状断口。

煤的密度：1.35 左右。

煤的视密度：1.34~1.37t/m³，平均 1.35t/m³。

煤的燃点：本矿煤层属一类易燃煤层，煤的自然发火期为 3~6 个月，最短 43 天。

1.3.3 煤的化学性质

煤的粘结性：粘结性一般在 2~3 之间，属弱粘结或不粘结煤。

煤芯的灰分：灰分一般 17.95%~35.01%，平均 24.33%，属低灰~中灰煤。

煤的水分：水份较低。

煤的硫分和磷分：含硫量 0.42%~0.61% 之间，平均 0.43%，含磷量一般在 0.01% 以下，属低硫磷煤。

煤灰熔融性：灰熔点 1300°C~1500°C，属低熔灰分煤。

煤芯挥发份：一般挥发份 35%~45%，平均 40%，挥发份高。

发热量 Q^n ：平均为 23.25MJ/kg， O^r 平均 31.35 MJ/kg。

煤的类别：从煤的物理性质及化学特征来看。根据中国煤分类方案衡量，本区煤属于长焰煤。

煤的工业用途：主要做动力用煤，民用次之，气煤可做炼焦配煤。

1.3.4 瓦斯

本矿井瓦斯相对涌出量平均为 $14.72m^3/t$ ，绝对涌出量为 $43.28m^3/min$ ，属高瓦斯矿井。瓦斯以游离和吸附形态存在于煤层及围岩的孔隙中。我矿煤层透气性系数极低，瓦斯圈闭条件较好，但在开采时瓦斯涌出量较大，尤其冒落、裂隙带发育至近距煤层群时，其涌出量更大。首采层瓦斯主要来源于本煤层和采空区。

瓦斯含量和涌出量受火成岩侵入、褶曲、埋深因素影响较大，受断层因素影响较小，断层多数为开放性断层。

本矿煤尘主要来源于采、掘工作面及煤炭装运等生产环节。属相对较大煤尘矿井。煤层煤尘爆炸性指数为 39.50%，具爆炸危险性。

2 井田境界及储量

2.1 井田境界

2.1.1 井田边界

井田北部以 I 号勘探线北 300m 的一号向斜轴为界与大明一矿相邻; 东部以 F_4 、 F_5 、 F_6 断层为界与小青二矿井田相邻; 南部及西南部以 F_3 断层、大隆矿风井保护煤柱为界与大隆井田相邻; 西部以煤层可采边界线为界。东西平均长度 4.01km, 南北平均长度为 3.96km, 面积 15.86km^2 , 其地理坐标: 东经 $123^{\circ}34'14.7'' \sim 123^{\circ}38'19.6''$, 北纬 $42^{\circ}26'43.5'' \sim 42^{\circ}29'33''$ 。

2.1.2 保护煤柱留设

晓明东 6 矿井田大致由南向北倾斜, 平均倾向长度为 4.09km, 平均走向长度为 3.94km, 井田倾斜面积约为 16.10km^2 。井田内地形比较完整, 井田四周依据相关规定和安全考虑分别留设 30m 的边界煤柱。按照《安全规程》规定, 断层两侧各留 20~30m 保护煤柱。

2.1.3 邻近矿井情况

本井田南部、西南部为大隆井田, 1966 年建井, 1972 年投产, 现生产能力 180 万吨/年, 主采 4#、5#、7#、8#、9# 煤层, 以 F_3 断层, 大隆矿风井保护煤柱为界。东邻小青井田, 以 F_6 断层为界。北与大明一矿相邻, 现生产能力为 90 万吨/年, 主采 4#、12#、15#、16#、17# 煤层。西部为可采边界。

2.1.4 边界合理性

在本井田的划分中, 充分的利用到现有条件, 既降低了煤柱的损失, 也减少了开采技术上的困难, 使工作面的布置较为简易。同时, 本井田的划分使储量与生产相适应, 矿井生产能力与煤层赋存条件、开采技术装备条件相适应。井田有合理的尺寸, 区段尺寸满足《设计规范》的要求, 走向长度划分合理, 使矿井的开采有足够的储量和足够的服务年限, 避免矿井生产接替紧张。阶段高度及阶段斜长适当, 矿井通风、井下运输较容易。这种划分方法合理地规划矿井开采范围, 处理好与相邻矿井之间的关系, 避免了浅部和深部形成复杂的接茬关系给开采造成困难。

根据矿井设计规范的规定, 采区开采顺序应遵守先浅后深, 逐步向深部延展的原则, 并应符合下列规定^[7]:

- 1) 首采采区应布置在构造简单，储量可靠，开采条件好的块段。
- 2) 开采煤层群时，采区宜集中或分组布置，有煤和瓦斯突出的危险煤层，突然涌水威胁的煤层或煤层间距大的煤层，单独布置采区。
- 3) 开采多种煤类的煤层，应合理搭配开采，一般不得分采分运。

综上所述，矿井首采区定在井田的西南部，采区储量丰富，开采条件简单，所以井田划分是合理的。

2.2 井田的储量

2.2.1 井田储量的计算原则^[7]

- 1) 按照地下实际埋藏煤炭储量计算，不考虑开采、选矿及加工时的损失。
- 2) 储量计算的最大垂深与勘探深度一致。对于大、中型矿井，一般不超过 1000m。
- 3) 精查阶段的煤炭储量计算范围，应与所划定的井田边界范围相一致。
- 4) 凡是分水平开采的井田，在计算储量时，也应该分水平计算储量。
- 5) 由于某种技术条件的限制不能采出的煤炭，如在铁路、大河流、重要建筑物等两侧的保安煤柱，要分别计算储量。
- 6) 煤层倾角不大于 15° 时，可用煤层的伪厚度和水平投影面积计算储量。
- 7) 煤层中所夹的大于 0.05m 厚的高灰煤（夹矸）不参与储量的计算。
- 8) 参与储量计算的各煤层原煤干燥时的灰分不大于 40%。

2.2.2 井田的工业储量

矿井的工业储量是进行矿井设计的资源依据，一般即列入平衡表内的储量，也即勘探地质报告中提供的能利用储量中的 A、B、C 三级储量。

根据工业储量计算公式：

$$Z_g = M S r \quad (2-1)$$

式中： Z_g ——矿井的工业储量， t

M ——可采煤层总厚度， m

S ——井田面积， m^2

r ——煤的容重， $r=1.35t/m^3$

故

$$Z_g = 15855035 / \cos 13^\circ \times 8.6 \times 1.35 = 188913132t$$

$$Z_{10}=15855035/\cos 13^\circ \times 2.4 \times 1.35 = 52719943 \text{t}$$

$$Z_g=Z_5+Z_{10}=241633075 \text{t}$$

表 2-1 煤层工业储量表
Tab.2-1 industrial coal reserves

煤层号	煤厚 (m)	倾角 (平均°)	面积 (m ²)	工业储量 (亿 t)
5	8.6	13	15855035	1.8891
10	2.4	13	15855035	0.5272
总计	11			2.4163

2.2.3 矿井的设计储量

矿井的设计储量是指矿井的工业储量减去井田境界、断层保护煤柱等永久煤柱量。

井田境界留设保护煤柱： 井田境界预留 30m 的边界煤柱，以避免邻矿开采对本矿造成影响，有利于本矿的安全生产。

$$P=16520.578 \times 30 \times (8.6+2.4) \times 1.35 / \cos 13^\circ = 755.33 \text{ 万 t}$$

断层留设永久煤柱：

$$P_1=234417.465 \times (8.6+2.4) \times 1.35 / \cos 13^\circ = 357.26 \text{ 万 t}$$

所以矿井的设计储量为：

$$Z_s=Z_g-(P+P_1)=24163.31-(755.33+357.26)=23050.72 \text{ 万 t}$$

2.2.4 矿井的设计可采储量

矿井的设计可采储量是指矿井设计储量减去工业广场保护煤柱、主要巷道保护煤柱量后乘以采区回采率。即：

$$Z=(Z_s - P) * C \quad (2-2) \quad [1]$$

式中： Z—矿井可采储量

Z_s—矿井设计储量

P—非永久保护煤柱损失

C—采区采出率，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；

由《设计规范》规定^[2]：大型矿井工业场地占地为 0.8~1.1 公顷/10 万 t，所以本矿井的工业场地面积为： S=18×1.0=18 公顷，依据井田形状选择 300×600m 长方形。本矿井采用立井开拓，井筒保护煤柱在工业场地压煤范围之内，故没有井筒压煤损失。

1) 矿井工业广场保护煤柱损失的计算：

5 煤层工业广场保护煤柱梯形损失：

$$668371.49 \times 8.6 \times 1.35 / \cos 15^\circ = 803.37 \text{ 万 t}$$

10 煤层工业广场保护煤柱梯形损失:

$$719614.32 \times 2.4 \times 1.35 / \cos 15^\circ = 241.39 \text{ 万 t}$$

工业广场保护煤柱损失量:

$$P_2 = 803.37 + 241.39 = 1044.76 \text{ 万 t}$$

2) 主要巷道保护煤柱的损失:

$$P_3 = 90 \times 11 \times 1050 \times 1.35 / \cos 15^\circ = 145.29 \text{ 万 t}$$

3) 矿井设计可采储量的计算:

$$Z_k = (Z_s - P_2 - P_3) C = (23050.72 - 1044.76 - 145.29) \times 0.75 = 16395.50 \text{ 万 t}$$

表 2-2 可采储量计算表: 单位 (万 t)

Table 2-2 recoverable reserves schedule

项 目	工 业 储 量	永 久 煤 柱 损 失 量	设 计 储 量	非 永 久 保 护 煤 柱	设 计 可 采 储 量
储 量(万吨)	24163.31	1112.59	23050.72	1190.05	16395.50

3 矿井设计生产能力及服务年限及一般工作制度

3.1 矿井年产量及服务年限

3.1.1 矿井年产量

矿井的设计年生产能力宜按工作日 330 天算，每天净提升时间为 16 小时，根据设计，工作面长约为 170m，采煤机滚筒采用 800mm，一个工作面生产，一天进刀 4 刀，煤的容重为 1.35t/m^3 。所以矿井的年生产能力为：

$$330 \times 0.8 \times 4 \times 190 \times 0.85 \times 8.6 \times 1.35 \times 1.05 = 207.902 \text{ 万 t}$$

满足矿井的设计生产能力每年 180 万 t。

矿井年产量是煤矿生产建设的重要指标，在一定程度上综合反映了矿井生产技术面貌，是矿井开拓的一个主要参数，也是选择井田开拓方式的重要依据之一。矿井的年产量确定的合理与否，对保证矿井能否迅速投产、达产和产生效益至关重要。而矿井生产能力与井田地质构造、水文地质条件、煤炭储量及质量、煤层赋存条件、建井条件、采掘机械化装备水平及市场销售量等许多因素有关。理由如下：

1) 储量丰富

煤炭储量是决定矿井生产能力的主要因素之一。本井田内可采的煤层有 2 层，工业储量为 24163.31 万 t，按照 1.80Mt/a 的生产能力，能够满足矿井服务年限的要求。

2) 开采技术条件好

本井田煤层赋存稳定，井田面积大，煤层赋存稳定，结构简单，水文地质条件及地质构造简单，煤层结构单一，适宜综合机械化开采，可采煤层均为厚煤层和中厚煤层，适合高产，高效工作面开采。

3) 建井及外运条件

本井田内良好的煤层赋存条件为提高建井速度、缩短建井工期提供了良好的地质条件。矿区东部有火车编组站——大青站，大青东至铁岭 20km 与京哈线相接，能快速的将煤炭运往沈阳、北京、长春、锦州、大连等城市。

4) 具有先进的开采经验

近年来，“高产高效”工艺在煤矿成产中有了很大发展，而且该工艺投入少、效率高、成本低、效益好、生产集中简单、开采技术基本趋于成熟。

综上所述，由于矿井优越的条件及外部运输条件，有利于把本矿井建设成为一个高产、

高效矿井。矿井的生产能力为 1.80Mt 是可行的、合理的。

3.1.2 矿井的服务年限

由矿井的服务年限计算公式: $T = Z / (A \times K)$ (3-1)

式中: T—矿井的服务年限: a。

Z—矿井设计可采储量: 万 t。

A—矿井的生产能力: 万 t/a。

K—储量备用系数: 矿井设计一般取 1.4, 地质条件复杂的矿井及矿区总体设计可取 1.5, 地方小煤矿可取 1.3。 (K=1.4)

$$T = 15606.36 / (180 \times 1.4) = 61.93 \text{ (a)}$$

本矿井的年产量是 1.80Mt, 根据《煤炭工业矿井设计规范》规定: 矿井设计生产能力为 1.80Mt/a, 其服务年限不得小于 50 年。本矿井 61.93 年, 所以本矿井的设计服务年限符合规定。

3.2 矿井的一般工作制度

结合本矿井煤层条件、储量情况、以及达成产量所需要的时间; 同时考虑设备检修以及工人工作时间等实际的因素, 在满足《煤矿安全规程》的条件之下, 本矿井工作制度安排如下:

矿井的年工作日数为 330 天, 矿井实施“三八”工作制, 即每昼夜两班采煤工和一班检修。采煤班内进行“落煤、装煤、运煤、支护、移架、放煤”工序的工作, 然后移架放顶, 设备检修等工作; 每班工作 8 小时, 每昼夜净提升时数为 16 小时。

4 井田开拓

在一定的井田地质、开采技术条件下，矿井开拓巷道可有多种布置方式，开拓巷道的布置方式称为开拓方式。合理的开拓方式应根据矿井设计生产能力，地形地貌特征，地质条件，煤层赋存条件，开采技术条件，装备条件等因素，在技术可行的多种方式中进行技术经济比较或系统优化后，才能确定^[1]。

4.1 井筒形式及井筒位置的确定

4.1.1 确定开拓方式的主要依据

- 1) 根据已批准的设计文件
- 2) 根据煤层赋存条件

在诸条件中，其中以煤层赋存深浅和冲击层的水文地质条件对开拓方式影响最大，一般煤层赋存深度不超过 200m，冲击层厚不大于 20m 时，水文地质条件简单，多数采用斜井开拓。当煤层赋存深度达 200m 以上，用斜井或立井开拓要看具体分析，当深度大于 500m 或冲击层较厚，含水丰富时，绝大多数采用立井开拓。

- 3) 根据技术装备

确定矿井的开拓方式，必须充分考虑各个主要工艺系统的机械化装备水平。

- 4) 根据井型大小和投资多少

本矿井的设计生产能力为 1.80Mt/a。斜井开拓初期投资少，但井身长，维护费用较高；另外，对生产能力大的矿井，斜井开拓的辅助提升工作量很大。

- 5) 根据经济效果，初期投资少、见效快、收益大

4.1.2 开拓方式的确定原则^[3]

- 1) 贯彻执行有关煤炭工业的技术政策，为多出煤、早出煤、出好煤、投资少、成本低、效益高创造条件。
- 2) 合理集中开拓部署，简化生产系统，避免生产分散，为集中生产创造条件。
- 3) 合理开发国家资源，减少煤炭损失。
- 4) 必须贯彻执行有关煤矿安全生产的有关规定，要建立完善的通风系统，创造良好的生产条件，减少巷道维护量，使主要巷道保持良好状态。
- 5) 要适应当前国家的技术水平和设备供应情况，尽量采用新技术、新工艺，发展采煤

机械化、综合机械化、自动化。

4.1.3 井筒形式的确定

井筒形式来说，一般有以下几种形式：平硐、立井、斜井和混合式。

本矿井的设计生产能力为1.80Mt/a。煤层平均倾角16°（第一水平），最上层煤等高线为-70m，地表标高+80m。

根据本井田特点，对井筒形式提出两种方案

I方案：双立井 主井箕斗 副井罐笼

II方案：双斜井 主井皮带 副井串车

表4-1 建井费用表

Tab.4-1 Table wells built for table

工程项目	方 案 I			方 案 II		
	工程量/m	单 价 元/m	费 用 万 元	工程量/m	单 价 元/m	费 用 万 元
主井	530	5440	288.32	2400	4000	960.00
副井	500	5400	270.00	2330	4000	932.00
石门	30	1150	3.45	120	1150	13.80
井底车场	1500	1150	172.50	600	1150	69.00
小计			734.72			1974.80

本井可以采用立井和斜井，通过建井费用比较，双立井比较适合本设计所以采用立井。

4.1.4 井筒数目及位置的确定

1) 根据矿井生产的需要，考虑到矿井的生产安全、矿井的生产能力、矿井生产的经济效果等各方面因素，《煤矿安全规程》规定，生产矿井必须至少有两个能行人的通到地面的安全出口。本设计矿井年设计生产能力为 1.80Mt/a，采用立井开拓，主井使用一对箕斗提升，副井使用一对罐笼提升，风井内设螺悬梯子间，与副井一起作为安全出口，故开采水平时，井筒数目有三个，它们是主井、副井、风井。

2) 选择井筒位置是矿井开拓的最重要一步，井筒位置决定了井底车场的形式，大巷的布置，其他主要巷道的选择。考虑井筒的位置要统筹井田全局，大型矿井的开采范围较大，服务年限长，应本着“重前顾后”和“重下顾上”的原则，把重点放在前期和地下资源开采的合理性而后效率上。主要考虑因素如下：

a 井筒位置要尽可能在井田储量中心或尽可能地靠近井田储量中心。

b 有利于首采区布置在井筒附近的富煤块段，首采煤区要少迁移或不迁移村庄。

c 尽可能使井筒煤柱少压煤，地面工业广场要布置合理，少占良田。

d 距水源，电源较近，与矿井铁路专用线路易连通，道路布置合理。

3) 井筒位置的确定

a 倾斜方向：从保护井筒和工业场地煤柱损失看，愈靠近浅部，煤柱的尺寸愈小；愈靠近深部，煤柱的损失越大。因此，井筒位于井田倾向中上部。

b 走向方向：井筒沿井田走向的位置应设在井田中央，可以使沿井田走向的运输工作量最小，而井筒偏于一侧的相应井下运输工作量比较大。当井田储量不均匀分布时，应在储量分布的中央，从而形成两翼储量比较均衡的双翼井田。井筒设在井田中央时，两翼分配产量比较均衡，两翼开采结束的时间比较接近。井筒设在井田中央时，两翼风量分配比较均衡，通风线路短，通风阻力小。

考虑以上原则依据，结合本井田的实际因素，西部高东部低，本矿井有两条断层，一条东西走向，一条南北走向，所以将井筒选择在西部区域，位于断层南边，经纬坐标(41547999,4704250)。

表 4-2 井筒断面特征表^[10]
Tab.4-2 Well cashing cross-section mark sheet

井筒名称	井筒用途	井筒长度 m	断面尺寸	
			直 径 m	净断面积 m ²
主 井	提升煤炭、进风	530	6.5	33.2
副 井	运料、运矸、行人，进风	500	6.5	33.2
风 井	回风兼安全出口	180	5.5	23.7

该设计采用三个井筒的井田开拓方式：主井、副井、风井，通风方式为边界式通风。主井、副井井筒及其断面特征见图 4-1, 4-2, 风井井筒及其断面特征见图 4-3。

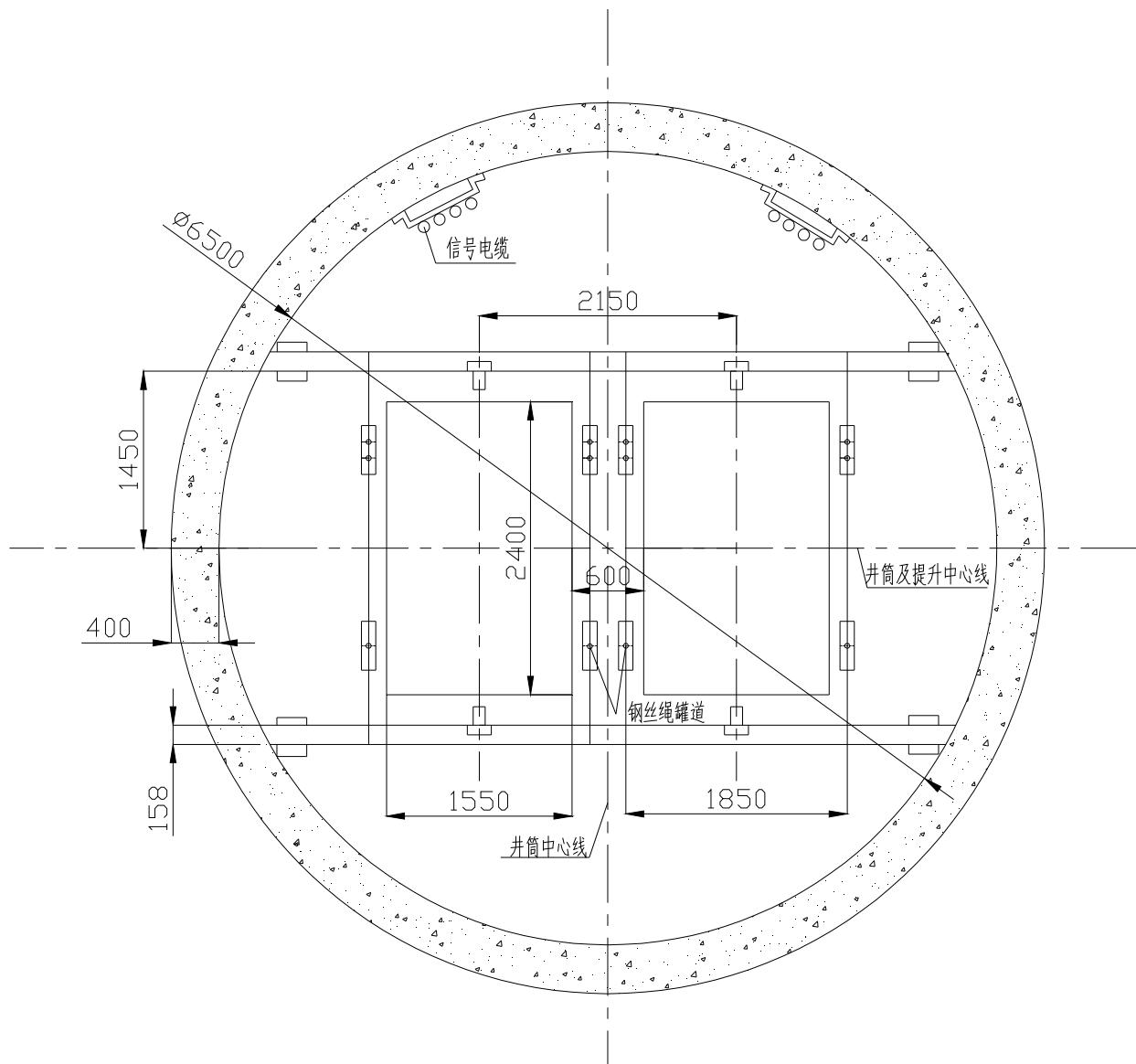


图 4-1 主井断面特征图

Fig4-1 Characteristics of the main shaft section parameter table

表 4-3 主井断面图及断面特征
Tab 4-3 main shaft section and its character

井筒直径	用 途	井筒长度	倾 角	提升容量
6.5m	提 煤	530m	90°	16t 箕斗

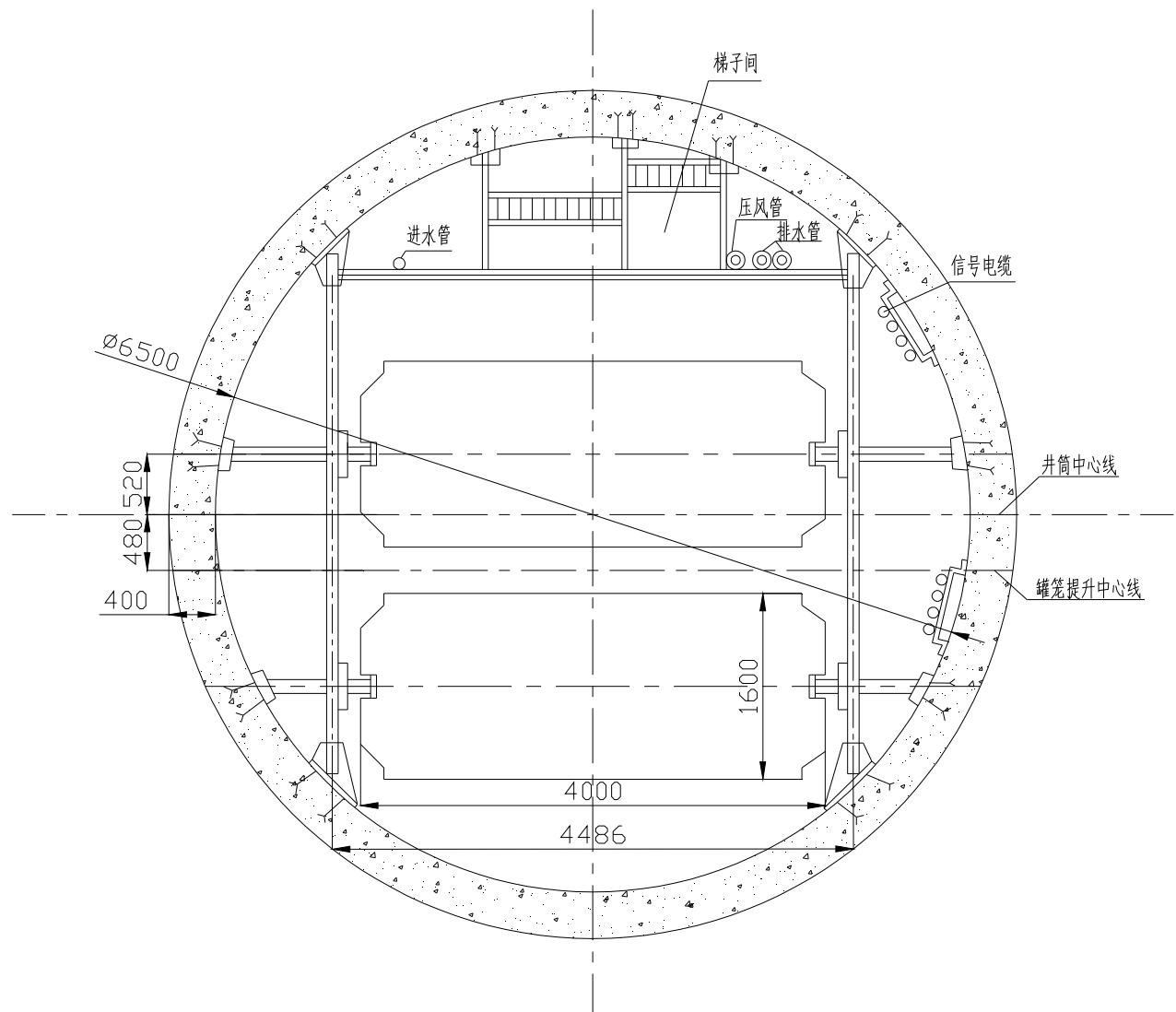


图 4-2 副井断面特征图
Fig4-2 Shaft section features map

表 4-4 副井断面图及断面特征
Tab 4-4 auxiliary shaft section and its character

井筒直径	用 途	井筒长度	倾 角	提升容量
6.5m	进风运料	500m	90°	双层罐笼

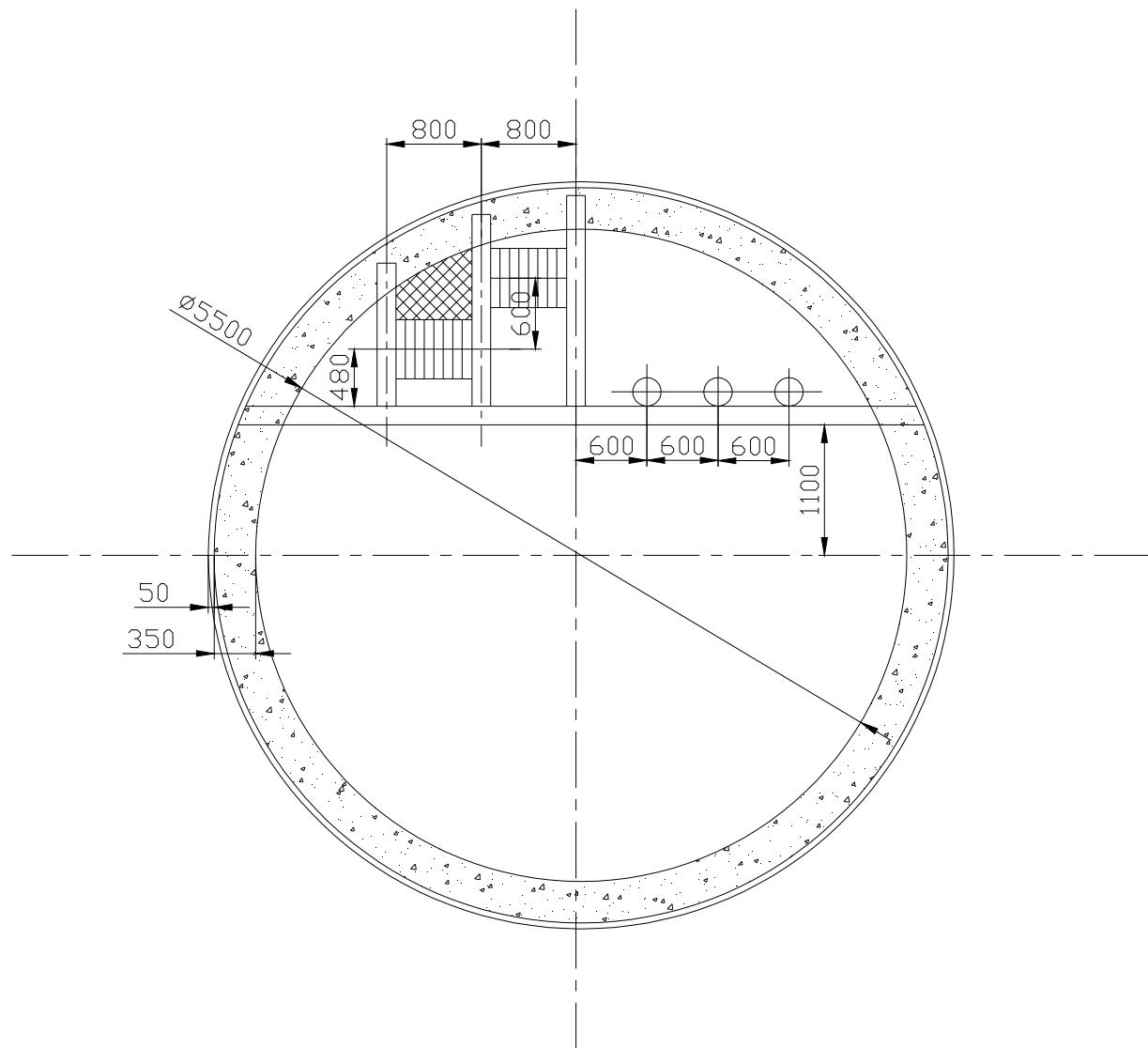


图 4-3 风井断面特征图
Fig4-3 Ventilation Shaft Section Features Map

表 4-5 风井断面及断面特征
Tab 4-5 ventilation shaft section and its character

井筒直径	用 途	井筒长度	倾 角	井筒支护
5.5m	回风	180m	90°	砌宣

4.2 开采水平的设计

4.2.1 开采水平的划分

矿井井田斜长的大小、开采层数的多少和煤层倾角的陡缓，井田内划分为一个或者几个水平。开采水平的划分与井田内阶段的划分密切联系，对于近水平煤层的矿井，井田内各煤层的斜长都比较长，但是其垂高并不大，所以就不划分为阶段，而是划分为采区或者盘区。如开采煤层不多、上下可采煤层的间距不大，可以采用单水平开拓。如开采煤层数目较多，上下可采煤层的间距较大，就要分层布置，各煤组分别布置开采水平，实行多水平开拓。

另外，《煤炭工业设计规范》规定 1.80Mt 的矿井的第一水平服务年限不得小于 25 年。

4.2.2 水平划分的依据^[3]

1) 开采水平的划分一般是根据井田倾斜长度、煤层的倾角等来划分的，合理的开采水平要保证开采水平有合理的服务年限，足够的储量以及取得良好的经济效益。

2) 根据煤层赋存条件及地质构造

煤层的倾角不同对阶段高度的影响较大，对于近水平煤层，阶段高度没有实际意义，应按水平两侧盘区上下山长度或区段的推进长度来确定水平的范围，并要保证水平的服务年限；当近水平煤层的间距较大时，可以根据赋存深度不同，分组设置开采水平，有时也利用地质构造划分阶段，如向斜轴向、走向大断层或其它构造变化等。

3) 根据生产成本

阶段高度增大，全矿井的水平数目减少，水平储量增加，分配到吨煤的折旧费用相应减少，但阶段长度会使部分经营费用相应增加，其中随着阶段增大而减少的费用有：井底车场及硐室、运输大巷、回风大巷及采区车场掘进费、设备购置及安装费用等；增加的费用有：沿上下山的运输费、通风费、提升费、巷道维护费等，此外，还增加建井工期和初期基建投资。

4.2.3 水平高度的确定

晓明东 6 矿年产量 1.80Mt，井田走向长 2.2km，倾斜长度 5.7km，三层可采煤层总厚度 11.0m，其中 5 煤层厚 8.6m，10 煤层厚 2.4m，间距为 40m，煤层倾角平均 13°。

属于缓倾斜煤层，划分 3 个阶段，6 个采区，采区以断层和人为边界为界。根据井田条件和设计规范相关规定，本井田划分 2 个水平，水平标高设为-400m。

4.2.4 设计水平储量及服务年限

本井田设计水平为-400m 水平，即整个矿井由第一个水平和第二水平开采。第一水平储量即为矿井设计可采储量 9961.751 万吨，水平服务年限即为矿井矿井服务年限 39.52 年。

4.2.5 设计水平大巷位置^[3]

选择大巷位置的原则：掘进量少，费用少，维护条件好，煤柱损失少，有利于通风和防火，运输方便。

由于晓明东 6 矿煤层间距较近，见表 4-6。层间距<50 米，考虑到采动影响，不考虑分层或分组大巷布置，本设计矿井大巷使用期限较长，为便于维护，减少煤炭损失，故采用集中大巷布置，由于该矿岩性比较稳定，为便于维护，将大巷布置到 10 煤底板岩层中，距离煤层底板 52m，大巷的具体位置见开拓系统平、剖面图。另外，岩石大巷与煤层大巷相比，优越性是比较明显的。岩石大巷能适应地质构造的变化，便于保持一定的方位与坡度，可较长距离的直线布置，便于煤炭运输，提高大巷通过能力。同时岩巷受采动影响小，维护条件好，维护费用低，大巷位于岩石中，减少了保安煤柱，故煤炭损失少，提高回采率。另外岩石大巷布置比较灵活，便于回采及煤仓的设置。

表 4—6 煤层间距表
Tab 4—6 seam distance

煤层	煤层最小~最大厚度/m	与上层间距/m
5	8.4~9.0	
10	2.3~2.6	40

4.2.6 大巷的数目和用途及规格

根据运输和通风条件，本矿井供布置三条大巷：运输大巷（皮带大巷）、轨道大巷、回风大巷，巷道断面特征规格见图4-4、图4-5和图4-6。

- 1) 皮带大巷：将采区采出的煤运至井底煤仓，完成运输任务。集中布置在 10 煤层底板岩石中，这样生产比较集中，有利于提高井下运输效率。
- 2) 轨道大巷：承担整个水平进风、运料、排水、排矸等任务。集中布置在 10 煤层底板岩层中。
- 3) 回风大巷：承担回风任务和安全出口通道。

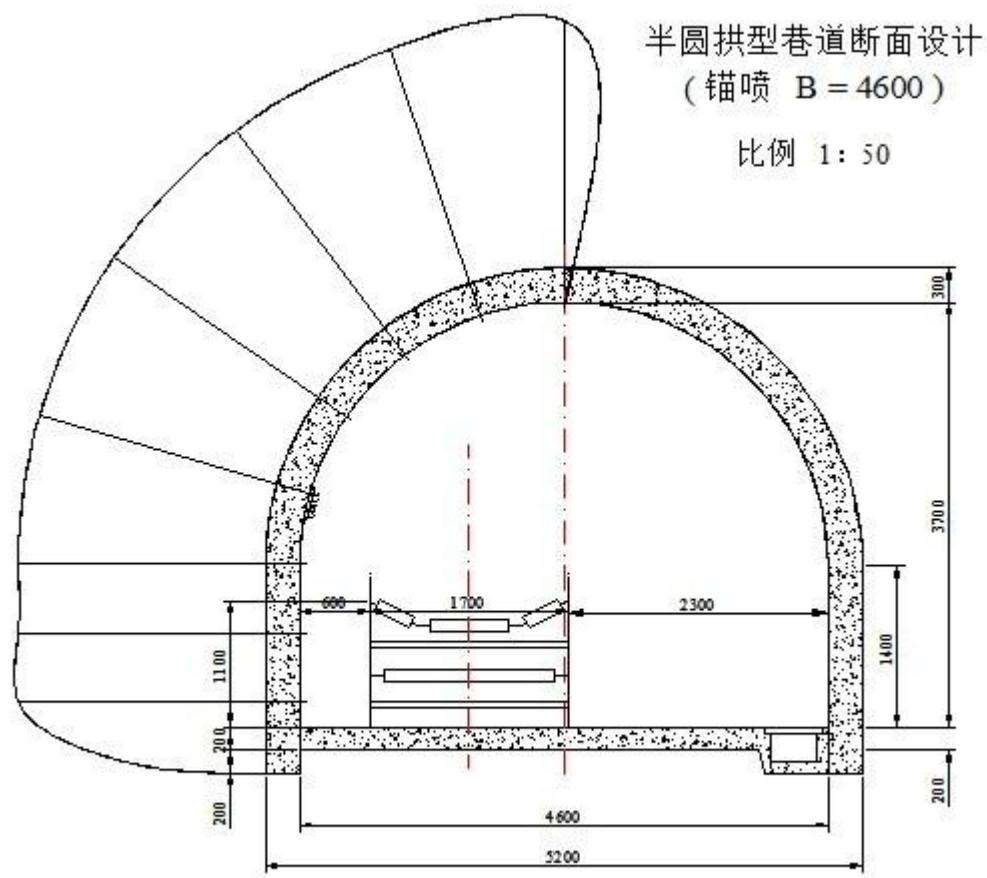


图 4-4 运输大巷断面图
Fig 4-4 Transportation Roadway Section Map

表 4-7 运输大巷断面及特征
Tab. 4—7 transport tunnel cross section and its character

围岩类别	断面 m^2		掘进尺寸 mm			喷射厚度 mm	锚杆 mm			净周长 m	备注
	净	掘	净	掘	型式		外露长度	排列方式	间距		
岩	14.7	18.9	5200	4200	350		600	2500	2500×20	14.6	

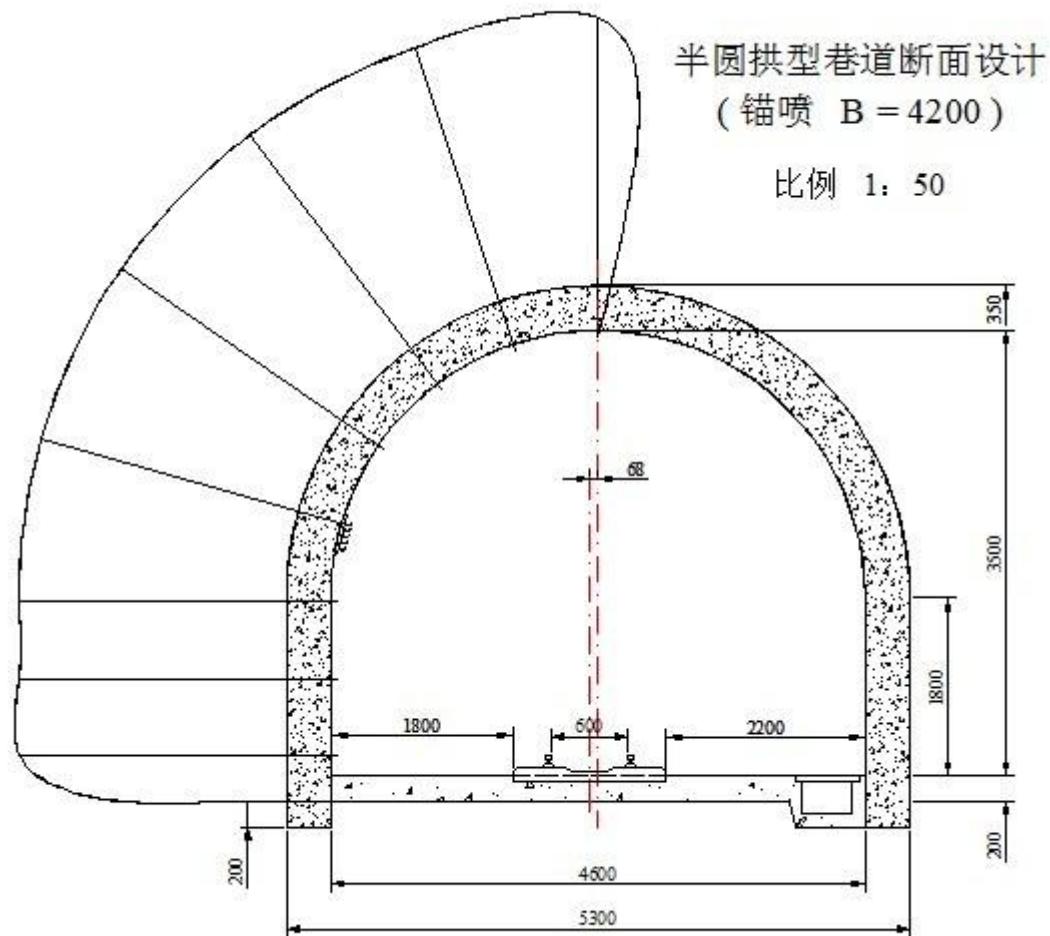


图 4-5 轨道大巷断面图

Fig. 4-5 Track roadway cross section diagram

表 4-8 轨道大巷断面及特征

Tab.4-5 strap tunnel cross section and its character

围 岩 类 别	断面 m^2		掘进尺寸 mm			喷射厚 度 mm	型 式	外露 长度	排 列 方 式	间 距	锚杆 mm		净 周 长 $L \times \phi$	备 注
	净 掘	掘	净 掘	掘	锚深						规格			
岩	14.5	18.9	5300	4050	350					600	2500	2500×20	13.6	

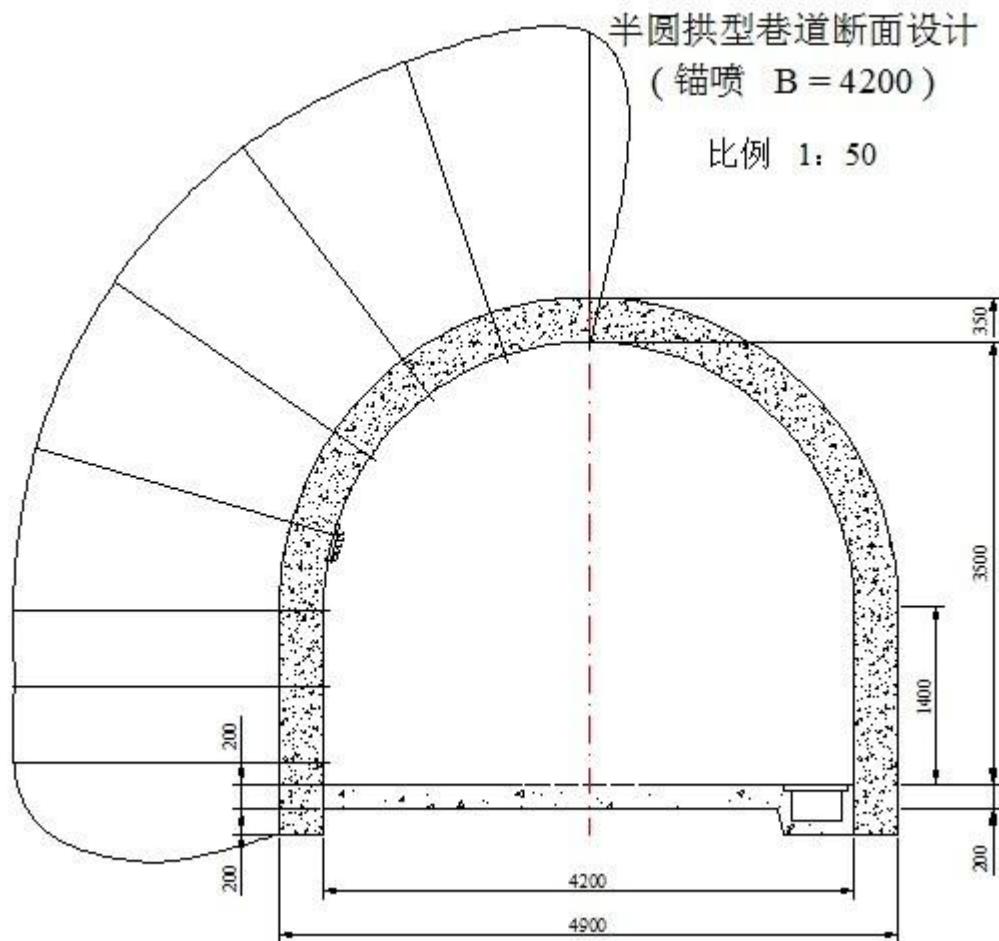


图 4-6 回风巷道断面图
Figure 4-6 Back to the wind tunnel cross section map

表 4-9 回风大巷断面及特征
Tab. 4-9 airing tunnel cross section and its character

围 岩 类 别	断面 m^2		掘进尺寸						锚杆 mm			净 周 长 m	备 注
	净	掘	mm	喷射厚	度 mm	型 式	外露 长度	排 列 方 式	间 距	锚深	规格 L× Φ		
岩	12.8	17.2	4900	4050	350				600	2500	2500×20	13.6	

4.2.7 大巷运输方式

本设计井田倾向长，井田范围大，为适应现代化采煤的应用，及运输的效率，故大巷采用皮带运输，可实现连续运输，运量大，效率高，易于实现自动化。由于地质构造比较简单，煤层倾角较缓（倾角在 $9\sim18^\circ$ ），采用采区的准备方式（第二水平采用带区），且该水平的服务年限长，设备利用是比较充分的，且巷道较直，没有较大的巷道弯曲段。

4.3 井底车场

井底车场是连接井筒和井下主要运输巷道的一组巷道和硐室的总称，是连接井下运输和提升的枢纽，是矿井生产的咽喉。因此，井底车场设计是否合理，直接影响着矿井的安全和生产。

4.3.1 井底车场形式

根据《矿井设计规范》规定，井底车场布置形式应根据大巷运输方式、通过井底车场的货载运量、井筒提升方式、井筒与主要运输大巷的相互位置、地面生产系统布置和井底车场巷道及主要硐室处围岩条件等因素，经技术经济比较确定。当大巷采用带式输送机运煤，辅助运输采用有轨道系统时，可采用折返式车场，以减少巷道掘进量。

(1) 选择井底车场形式的原则

- 1) 井底车场应有富裕的通过能力，一般大于矿井设计生产能力的 30%。
- 2) 设计井底车场时，应考虑到矿井在服务期间有增产的可能性。
- 3) 尽可能地提高井底车场的机械化水平，尽量简化调车作业程序，减少调车时间，以达到提高井底车场通过能力的目的。
- 4) 在确定井筒位置时应注意井底车场所处的围岩情况及岩层的含水情况，一般应尽可能地避开破碎带或强含水层。
- 5) 井底车场应紧凑，并注意减少开掘工程量，节约开掘费用。
- 6) 在确定井底车场形式时，应尽量减少交岔点的数量和减少跨度，并考虑施工和维护方便。

(2) 井底车场形式选择应考虑一下因素

- 1) 井田的开拓方式，井底车场形式随井筒形式改变，同时还取决于主副井筒和主要运输巷道的相互位置
- 2) 地面布置及生产系统
- 3) 大巷运输方式及矿井生产能力

4) 不同煤种需分运分提的矿井

晓明东 6 矿年生产能力 1.8Mt，属于大型生产矿井。采用立井折返式井底车场，利用主要轨道大巷作为调车线，这种车场调车比较方便，通过能力较大。由于本矿采用胶带运输机代替矿车运输，煤炭经输送机直接进入煤仓，井底车场只担负辅助运输任务，故车场形式和线路结构可简化。主井井底及副井掘至井底车场水平以下，煤仓及装载硐室均在车场水平以下，通过清煤斜巷清理井底洒煤，回风斜巷保证通风，并有水窝集中抽水。

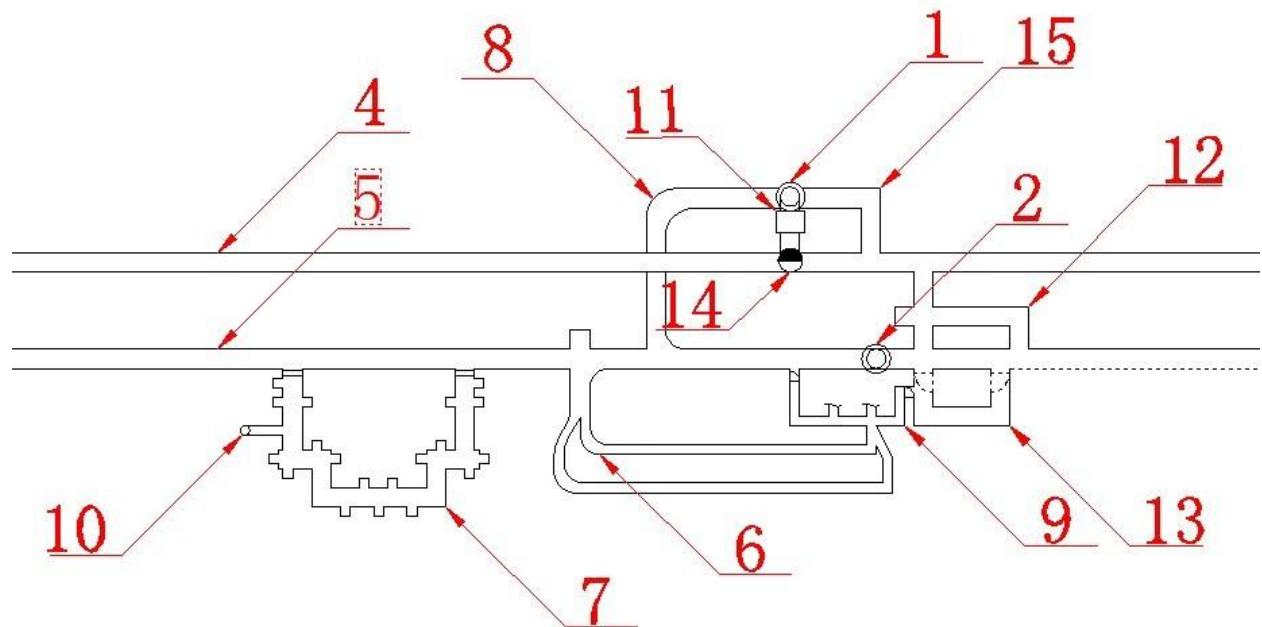


图 4-7 井底车场示意图

Fig.4-7 Shaft station abridged general view cross-section distinction

表 4-10 井底车场巷道名
Tab. 4-10 The name of the road in mine shaft station

序号	巷道名称
1	主井
2	副井
4	运输大巷
5	轨道大巷
6	井底水仓
7	火药库
8	清理斜巷
9	水泵房
10	火药库通风孔
11	给料巷
12	等候硐室
13	中央变电所
14	井底煤仓
15	通风斜巷

4.3.2 采区准备方式及尺寸的确定

根据煤层的赋存条件，该井田为缓倾斜煤层，倾角在 $9\sim17^\circ$ ，有两种准备方式：I 采区单翼准备方式；II 采区双翼准备方式；

表4-11 两种方案技术分析表
Tab.4-11 two options technical analysis table

	I方案	II方案
方案	以井田中部的上山为主要大巷，向两面	用水平巷道将井田划分成许多块，每个块
特征	布置单翼采区	段都有独立的生产系统
	由于工作面推进长度较大，吨煤运输费	采煤工作面推进长度较小，对机械的自动化程
	用降低，巷道掘进率低，煤柱损失少，	度要求较高，风阻较小，巷道服务时间短，维
	巷道布置简单，巷道掘进和维护费用低，	修费用低；设备能力要求低，初期基建投入低，
主 要	建井工期短，投产快；运输系统简单，	由于把中部大落差断层，作为采区边界，因此
优 缺	占用设备少，运输费用低；采煤工作面	工作面不过断层，断层煤柱留设的尺寸比较
点	推进长度较大，对机械的自动化程度要	小；吨煤运输费用较低，巷道掘进率高，煤柱
	求较高，风阻较大，巷道服务时间长，	损失多，巷道布置复杂，巷道掘进和维护费用
	维修费用高；设备能力要求高，由于本	高，建井工期相对较长。
	矿中部有一大落差断层，因为工作面不	
	能过断层，因此断层煤柱留设的尺寸比	
	较大。	

根据矿井实际情况，通过方案 I、II 对比，采区准备方式适合本矿井；将井田划分为三个采区，各采区均是以断层或人为划定边界。下表列出了采区的划分：

表 4-12 采区情况表
Tab. 4-12 Picks the area situation tables

采区编号	可采储量/万 t	生产能力/万 t	服务年限/a
S1	2994.86	180	11.88
S2	2220.75	180	8.81
S3	3710.82	180	14.73
N1	2560.50	180	10.16
N2	2185.65	180	8.67
N3	1935.80	180	7.68

以上计算所得结果均为平均值。

4.3.3 采区划分的合理性

参照国家目前开采技术条件^[4]，可知以上各参数的选取是合理的，适合于缓倾斜厚煤层、回采工艺为综放的情况。

下面从技术、经济因素的角度来分析以上各区段尺寸选择及划分的合理性：

(1) 技术因素

采区生产时，巷道内铺设胶带运输机，根据我国目前运输机生产现状，胶带机其长度在 2000 米以上，考虑到采区实际斜长，可选用一台胶带输送机，沿运输上山运到采区煤仓，再由采区煤仓通过胶带输送机运到井底煤仓。

随着通风技术的发展，现阶段独头掘进的距离可达 2000 多米，由于本采区工作面推进长度<2000m，因此通风没有限制。

采区变电所若设在采区煤仓附近，考虑到距离过大将使电压降升高，势必影响到工作面机电设备的启动，因而结合实际情况，采用移动变电站，以解决供电问题。

(2) 经济因素

目前，根据我国采煤机械化发展现状及采煤方法的使用情况，结合本设计矿井的地质构造因素，采区倾斜长度的划分是比较合理的。不仅有利于工作面的持续推进，减少工作面的搬家次数，也有利于工作面及采区的正常接替，而且开采时采用双巷掘进，有利通风。

4.3.4 开采顺序

合理的开采顺序是在考虑煤层采动影响的前提下，有步骤、有计划的按照一定的顺序进行，保证采区、工作面的正常接替，以保证安全、均衡、高效的生产，并且有利于提高技术经济指标。合理的开采顺序可以保证开采水平、采区、回采工作面的正常接替，保证矿井持续稳定生产，最大限度地采出煤炭资源，减少巷道掘进率及维护工程量；合理的集中生产，充分发挥设备能力，提高技术经济效益，便于防止灾害，保证生产安全可靠。

根据《矿井设计规范》规定，新建矿井采区开采顺序必须遵循先近后远，逐步向井田边界扩展的前进式开采。多煤层开采时，一般先采上层，后采下层的下行式开采，还应厚、薄煤层合理搭配开采；为保证均衡生产，一个采区开始减产，另一个采区即应投入生产。为此，必须准备好一个新的采区。所以，一个采区的服务年限应大于下一个采区开拓巷道的准备时间。

因此，要研究采煤和掘进特点，了解有关政策与规程规范的规定。合理的开采顺序应满足以下要求：

- 1) 保证开采水平、采区、采煤工作面的生产正常接替，以保持矿井持续稳产、高产。
- 2) 符合煤炭采动影响关系，最大限度的开采出煤炭资源。
- 3) 合理集中生产，充分发挥机械设备的能力，提高矿井的生产率，简化巷道布置。
- 4) 尽量降低掘进率，减少井巷工程量及基建投资。

综合上述因素，将本矿的开采顺序划分如下：

(1) 采区内沿走向方向的推进方向可分为前进式与后退式两种。前进式是回采工作面向远离采区上山方向推进，运输斜巷及回风斜巷在回采工作面之后采空区中维护，这种工作面推进方式有投产快、出煤早的优点，但巷道维护困难，漏风量大，因此这种方式只在顶板岩石坚硬，地质变化很小，无自燃发火倾向的薄煤层中才考虑使用；本设计井田采用后退式回采，即回采工作面由采区边界向采区上山方向推进，以保证区段运输平巷及回风平巷具有良好的维护条件，避免了严重漏风，更有利于预防煤层的自燃发火。

(2) 晓明东 6 矿井田为缓倾斜煤层，对于缓倾斜煤层的开采，通常采用下行式开采顺序，这主要是因为：先采上部煤层，后采下部煤层，使上层煤一般对下层煤的开采没有影响或者影响很小，对下部煤层开采所布置的巷道维护及工作面的安全有利，因此，本井田内煤层群开采亦基本上采用下行式开采顺序。

4.4 井下硐室位置、规格尺寸及支护方式

根据《矿井设计规范》规定，井下硐室应根据设备安装尺寸进行布置，应便于操作、检修和设备更换，符合防水、防火等安全要求。井下主要硐室位置选择，应符合下列规定：

- (1) 应选择在稳定坚硬岩层中，应避开断层、破碎带、含水岩层；
- (2) 井下硐室不布置在煤与瓦斯突出危险煤层中和冲击地压煤层中

井底车场硐室主要有井底煤仓及装卸载硐室、中央变电所、中央水泵房、火药库，具体位置见井底车场平面图。

1) 井底煤仓及装载硐室

井底煤仓位置应根据大巷运输方式、装载硐室位置、围岩条件及装载胶带机巷与装载硐室相互联系等因素比较确定。

井底煤仓宜选用圆形直仓，井底煤仓的有效容量按下式计算：

$$Q_{mc} = (0.15 \sim 0.25) A_{mc}, \quad (4-1)$$

式中：

Q_{mc} ——井底煤仓有效容量(t)

A_{mc} ——矿井日产量(t)

0.15~0.25——系数，大型矿井取大值，小型矿井取小值，本设计取 0.165

则井底煤仓容量为：

$$Q_{mc} = 0.165 \times 1800000 / 330 = 900t$$

箕斗装载硐室的位置，应根据主井提升方式，装载设备布置，便于设备安装、检修、更换和行人安全等因素确定。主井井底掘至井底车场水平以下 50 米，采用全下放式，煤仓及装载硐室均低于车场水平，清理井底浮煤在车场水平以下的主井井底清理通道进行。

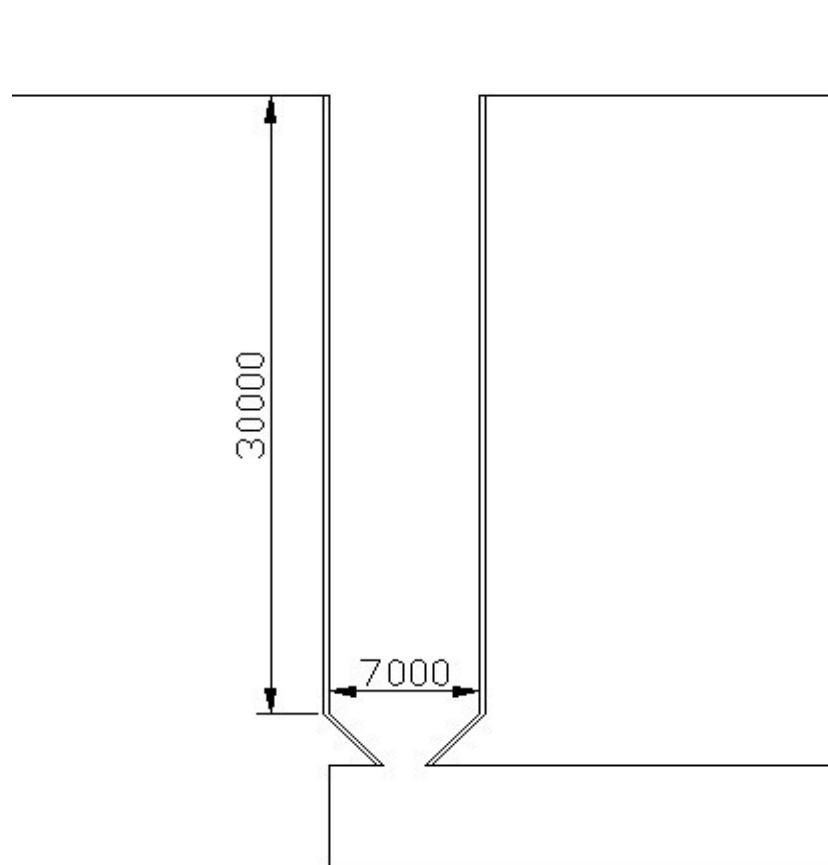


图 4-8 井底煤仓

Fig.4-8 shaft coal pocket

表 4-13 煤仓断面特征表

Tab.4-13 coal pocket cross-section mark sheet

生产能力 万吨 / 年	容量 t	圆形断面 D mm	净断面 m ²	煤仓高度 m	支护方式
180	900	7000	38.47	30	锚喷加混凝土

2) 中央变电所和中央水泵房

中央变电所和中央水泵房联合布置，以便使中央变电所向中央水泵房供电距离最短。一般布置在副井井筒与井底车场连接处附近，当矿井突然发生火灾时，仍能继续供电、照和排水，为便于设备的检修及运输，水泵房应靠近副井空车线一侧。水泵房与变电所之间用耐火材料砌筑隔墙，并设置铁板门为防止井下突然涌水淹没矿井。变电所与水泵房的底板标高应高出井筒与井底车场连接处巷道轨面标高 0.5 米，水泵房及变电所通往井底车场的通道应设置密闭门。



图 4-9 中央变电所和水泵房；
Fig. 4-9 Nearby central committee electricity institute and water plant

3) 火药库

由于本矿井采用全部机械化采煤，所以相对用火药较少，选用储量较小的壁槽式火药库就可以满足井下正常工作的需要。根据《采矿设计手册》规定：火药库据井筒、井底车场主要运输巷道及影响全矿井或大部分采区通风的风门的直线距离不得小于 60 米，距行人巷道或地面和上下巷道直线距离不得小 20 米。根据本设计井底车场的实际位置，采用容重 2400 公斤壁槽式标准爆破材料库，该材料库具有独立的通风系统，打一条通风孔与地面直接相连。火药库的结构见下图：

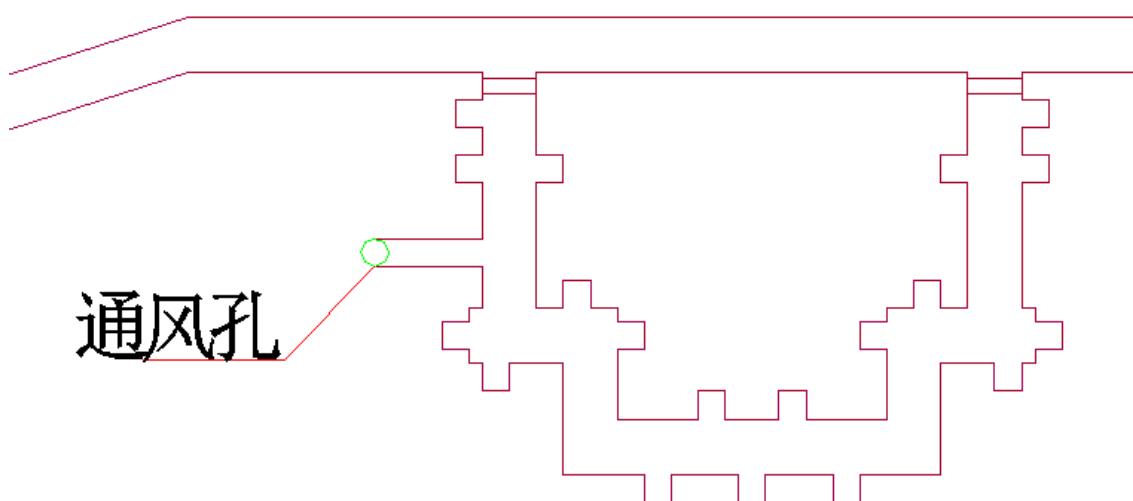


图 4-10 火药库

Fig. 4-10 blast material storage

4.5 开拓系统综述

4.5.1 矿井开拓系统

矿井开拓系统为立井多水平集中大巷。开掘顺序为：当准备工作就绪后，三个掘进分别掘进主、副、风井，达到井底车场水平后，掘进井底车场，主要石门，硐室等。完工后，掘进-400水平运输大巷和-400轨道大巷，到达采区下部车场位置时，同时开始掘进矿井西部风井，两头掘进采区上山。尽快形成矿井通风回路。详细请看掘进工程排队表。

4.5.2 生产系统

(1) 通风系统：由副井主进风（主井辅助进风）采区边界风井回风。首采区通风路线是：副（主）井→轨道大巷→采区下部车场→采区轨道上山→轨道石门（中部车场）→下区段轨道平巷→联络巷→区段运输平巷→工作面→区段回风平巷→回风石门→采区回风大巷→主回风石门→风井→地面。

火药库通风：副井入风，采用钻孔立眼回风。

(2) 运煤系统：工作面落煤→区段运输平巷→运输石门→溜煤眼→运输上山→采区煤仓→运输大巷→井底煤仓，最后由主井箕斗提升至地面。

(3) 运矸系统：掘进工作面→区段回风平巷→采区上部车场→采区轨道上山→采区下部车场→轨道大巷→副井→地面。

(4) 运料系统：地面→副井→轨道大巷→采区下部车场→采区轨道大巷→采区上部

车场→回风石门→区段回风平巷→工作面。

(5) 排水系统：工作面→区段运输平巷→采区轨道上山→采区下部车场→轨道大巷→井底车场→水仓→副井→地面。

(6) 充填、灌浆系统

本井田的煤层，发火期较短，根据所有厚煤层有应该按自然发火危险煤层处理的原则：

a 灌浆能把采空区周围的各类煤柱的裂隙填充，减少漏风供氧，阻止碎煤氧化自燃。

b 灌浆能把废弃在采空区里的碎煤、浮煤包裹起来，隔离氧气，延缓氧化自燃的速度。

c 灌浆回水在采空区过滤时，能带走大量的热量，沉积下来的泥浆能够继续起到冷却的作用。

d 泥浆灌入采空区沉淀，对浮矸、碎石起胶结作用，易形成再生顶板，有利于对围岩的管理。

整个灌浆系统的管路铺设如下：地面灌浆站搅拌池→灌浆泵→沿副井管道→井底车场→主管→分管→工作面采空区。

对井下的采空区灌浆，由于使用综采设备，只能沿回风平巷向采空区喷浆，即当工作面推进的时候，就在回风平巷内铺设灌浆管。等工作面推进一定距离后，对采空区进行灌浆。泥浆水土比的确定要看具体情况而定。在煤层倾角较小的地帶，为了使泥浆能充分进入采空区，就得使泥浆的水土比较小，在煤层倾角较大的地方，泥浆水土比可适当的加大。

4.5.3 瓦斯抽放系统

本矿井瓦斯相对涌出量平均为 $14.72\text{m}^3/\text{t}$ ，绝对涌出量为 $43.28\text{m}^3/\text{min}$ ，属高瓦斯矿井。应提前进行瓦斯抽放，抽放率为 70%。瓦斯抽放系统的管路敷设如下：瓦斯→工作面、煤岩掘进头或其他地方抽放管→回风石门→专用于抽放的支管、分管、主管→专用的设在副井的管子道→地面抽放泵站→气站（或其他处理）。

4.6 移交生产时井巷的开拓位置、初期工程量

1) 矿井移交生产时的标准

a 井上、下各生产系统基本完成，并能进行正常的安全的生产。

b “三个煤量”达到规定标准。

c 回采工作面长度一般不少于设计回采工作面长度的 50%。

d 工业广场内的行政、公共设施基本完成。

e 居住区及其设施基本完成。

根据以上标准确定井巷的开凿位置。

2)移交生产时井巷开凿的位置

在矿井设计中，全矿年产量由一个综采工作面保证达产，移交生产时，运输平巷、轨道平巷已经掘进到回采位置，区段运输平巷与区段回风平巷通过开切眼贯通。

3)初期工程量

初期工程量大约 219753.05m^3 ，投产期大约是 2.0 年。详细内容请参见第七章。

5 采区巷道布置

5.1 设计采区的地质概况及煤层特征

5.1.1 采区在矿井中的位置及界限

依照采区设计要求及原则，综合考虑即在充分利用断层、褶皱作采区边界，使采区符合《矿井设计规范》^[1]规定的机械化程度。同时应考虑达产时间的问题，尽量做到达产时间短、运输距离短。

但是由于本矿实际特殊情况，根据“先浅后深，先易后难”的原则，本设计将靠近回风井的南一采区作为首采区。

采区边界：南一采区位于井田南部偏西，采区西侧和南侧以井田边界保护煤柱为界，北侧以 F₁ 断层保护煤柱为界，东侧与南二采区为邻。

5.1.2 煤层地质特征

本设计采区内共发育两层煤，煤厚分别为 8.6m 和 2.4m，平均倾角 13°，赋存简单，井田内有两条断层侵入，无火成岩侵入，区内水文地质简单，煤尘具有爆炸性危险，煤层的自然发火期为 3~6 个月。

本工作面煤质为长焰煤，褐黑色，条痕褐色，沥青光泽，有的亦为弱玻璃光泽或似玻璃光泽，具不平坦状、眼球状和贝壳状断口，结构为区段状和透镜状。

表 5-1 5 煤 层 顶 底 板 情 况 表

Tab 5-1 The coal layer crest bottom plank feeling condition form

顶、底板名称	岩石名称	厚度/m	特 征
老顶	粉砂岩、砂砾岩	30	灰白色，孔隙、裂隙不含水，硬度为5
直接顶	泥页岩、细砂岩	1.5	灰色，泥质胶结，水平层理，硬度为3
底板	粉砂岩、细砂岩	40	灰色，孔隙、裂隙不含水，硬度为6

5.1.3 采区范围及工业储量

本采区东西长度为 1226m，南北长度为 2370m，面积约为 3484491.78 m²，倾角平均为 15°。

表 5-2 采区煤层特征表
Table 5-2 band coal seam characteristics table

性 质 编 号	厚 度 /m	工业储量 /万 t	可采储量 /万 t	层间距 /m	煤 层 特 征
5	8.6	4045.49	2994.86	40	赋存稳定
10	2.4	1128.98	825.14		赋存稳定
合 计	11.0	5174.47	3820.00		

5.1.4 采区生产能力及服务年限

本区生产能力 1.80Mt/a，设计采用一个综采工作面达产。

采煤工作面实行“三八”制，即每天两个班采煤，一个班检修，采煤班每班采两刀煤，放一轮煤。循环进度 0.8 米/刀，正规循环率 85%。

1) 采区生产能力 A

$$A' = I \times L \times M \times r \times C \quad (5-1)$$

式中：A'—工作面日产量，t/日；

L—工作面长度，190m；

M—采高，按 8.6m 计算；

I—工作面日推进度，4 刀/日 × 0.8m/刀=3.2m；

r—煤容重，r=1.35 t/m³；

C—工作面回采率，C=0.85；

$$A' = 190 \times 3.2 \times 8.6 \times 1.35 \times 0.85 = 6000.480 \text{t}/\text{日}$$

同时考虑 5% 的掘进出煤则采区生产能力为：

$$A = A' \times 1.05 \times 330 = 207.902 \text{ 万 t/a}.$$

2) 采区服务年限：

$$T = E / A \quad (5-2)$$

式中：E—采区可采储量 t；

A—平均生产能力 t/a。

则

$$T = 2994.856 / (180 \times 1.4) = 11.88 \text{ 年}$$

5.2 采区形式及重要参数的确定

5.2.1 采区形式的确定

根据本井田煤层的赋存情况，由于煤层间距为 40m，将两层煤分成一组，采用联合准备方式，通过采区石门与煤层相连，形成一个完整的采区通风、运输系统。首采区有两个可采煤层，第一水平煤层倾角平均为 15° ，采用采区准备方式，走向长壁采煤法。本采区倾向向长度 1226m，走向长度 2370m，本采区先布置两条上山到采区中央，采用双翼开采。详见开拓系统平面图，然后布置区段运输、运料平巷，构成完整的生产系统。

5.2.2 采区上山数目、位置及用途

本采区采用两条岩石上山，一个是运输上山，用胶带输送机运煤；一条是轨道上山，用矿车运料和排矸，行人。两条上山间距取 65m，运输上山距 10 煤层底板距离为 30m，轨道上山距 10 煤层底板距离为 25m。上山倾角为 16° 左右，布置在同一层较坚硬岩石中，两条上山巷道断面见图 5-1, 图 5-2。由于 5 煤和 10 煤间距小于 50m，所以采用集中上山联合布置。

5.3 采取区段划分、采区巷道

5.3.1 区段的划分

区段的划分要合理，确定区段斜长及工作面推进长度和区段的数目，区段斜长等于回采工作面的长度加上两平巷的宽度和区段保护煤柱；合理的工作面长度不仅取决于矿井的产量，而且要考虑其内部的生产技术条件，兼顾其它煤层，以便取得较高的采区产量和效益，区段划分还应考虑以地质变化或地质构造情况，以免影响回采工作面的正常生产。

《煤炭工业矿井设计规范》^[2]规定：综采放顶煤工作面的长度一般为 120~180m，多数不超过 200m，年推进度不小于 1000m，为了使一个工作面就达到设计产量，考虑到地质条件以及全矿的生产能力、管理水平等因素，工作面定为 190m，该采区一共划分为 5 个区段。

5.3.2 采区巷道布置、支护方式

1) 沿煤层走向在煤层底板布置采区轨道大巷，采区上山掘至首采区中央，在煤层中开掘煤层运输石门和轨道石门至首采工作面，开掘区段运输平巷、区段轨道平巷。各断面分别见图 5-1，图 5-2，图 5-3，图 5-4；

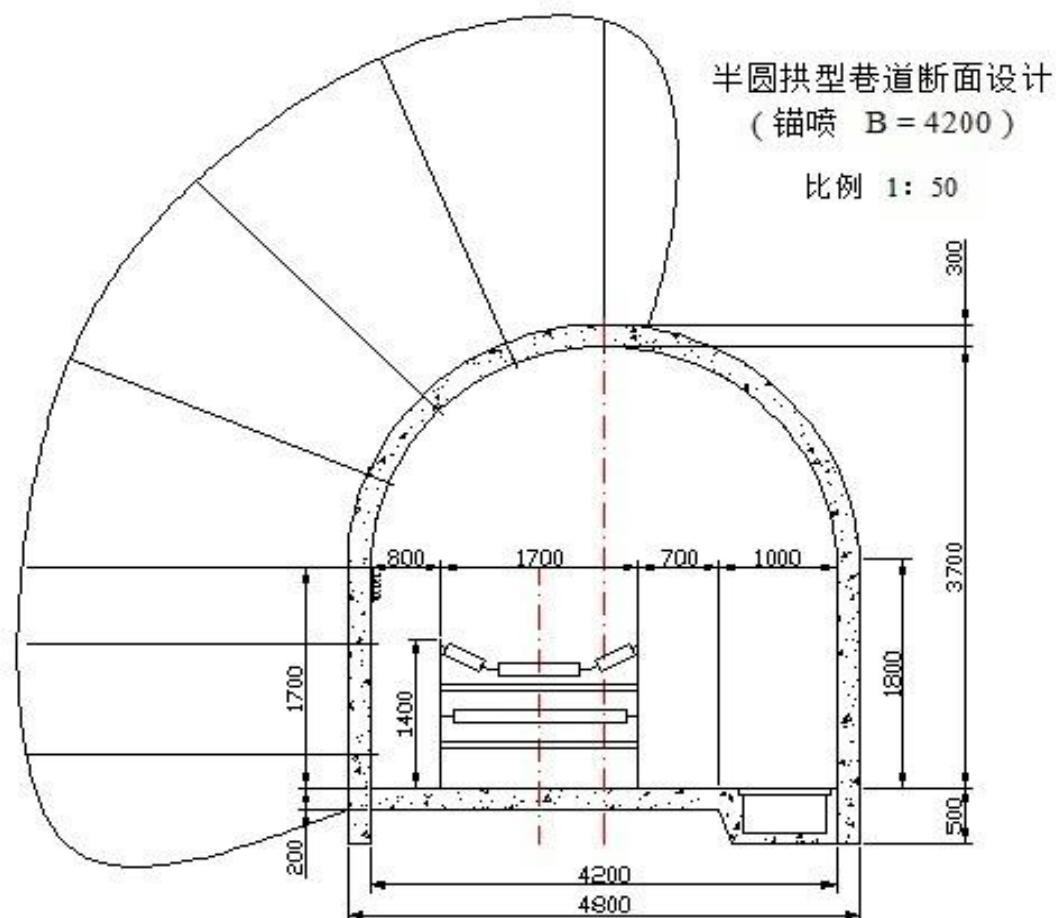


图 5-1 运输上山断面图
Fig.5-1 Transport tunnel cross-section fig

表 5-3 运输上山情况表
Tab 5-3 Transport tunnel cross-section condition form

围岩类别	断面 m^2		掘进尺寸 mm		喷射厚度 mm	锚杆型式	锚杆 mm		锚深	规格 L × ϕ	净周长 m	备注
	净	掘	净	掘			外露长度	排列方式				
岩	12.8	16.7	4800	4000	300				600	2500	2500×20 13.6	

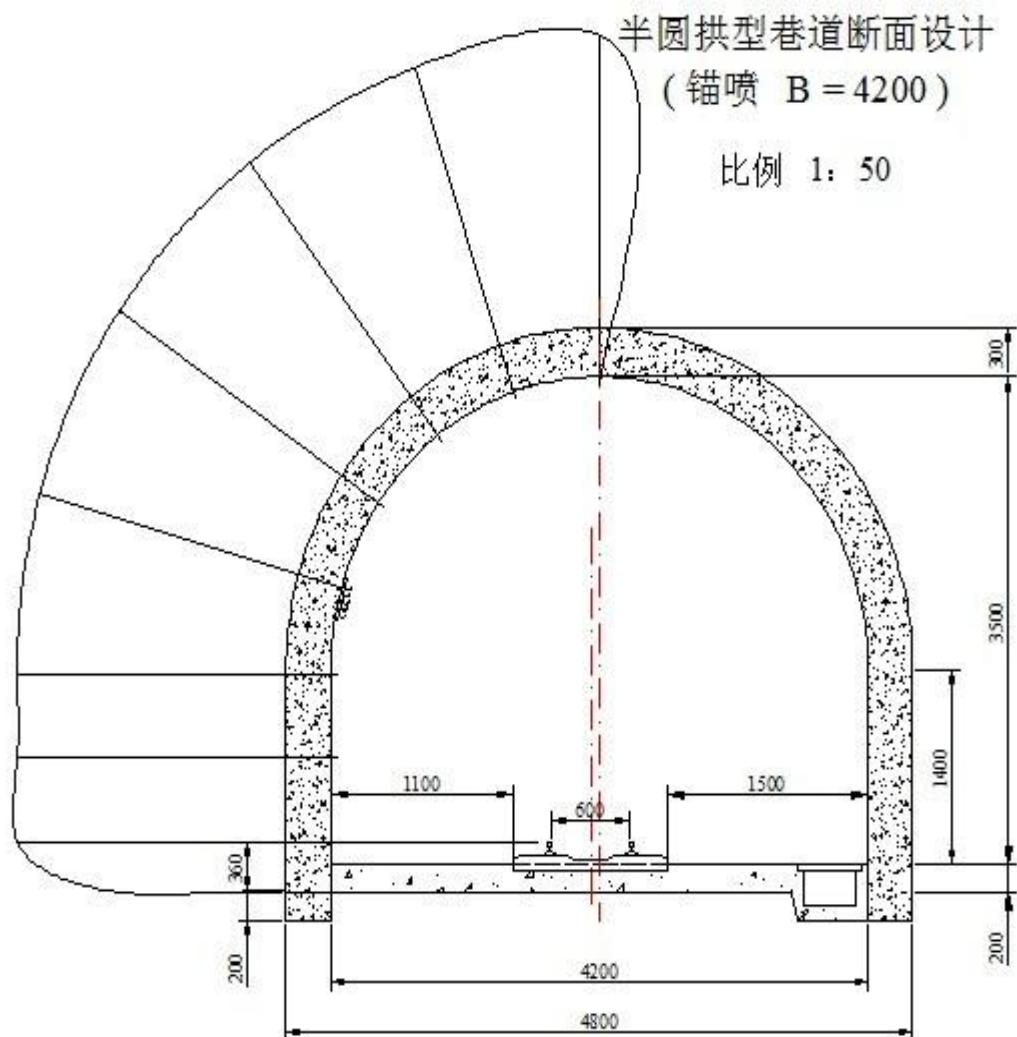


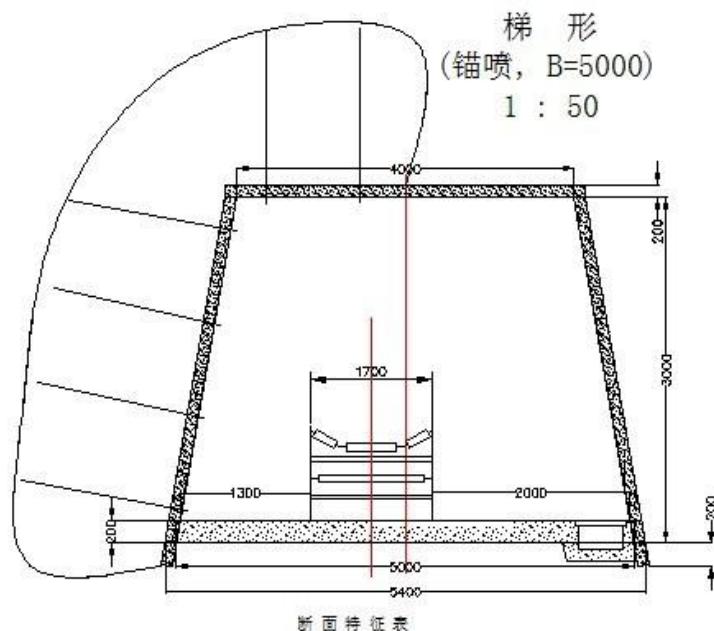
图 5-2 轨道上山断面图

Fig.5-2 Rail tunnel cross-section fig

表 5-4 轨道上山情况表

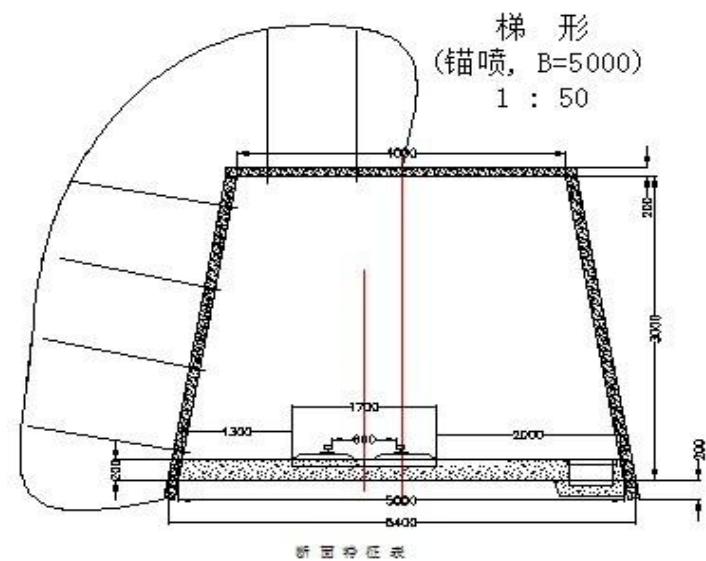
Tab 5-4 Rail tunnel cross-section condition form

围 岩 类 别	断面 m^2		掘进尺寸 mm		喷射厚 度 mm	型 式	外露 长度	排 列 方 式	间 距	锚杆 mm		净周 长 m	备 注
	净 掘	掘	净 掘	掘						锚深	规格 L × Φ		
岩	12.8	16.7	4800	300	4000				600	2500	2500×20		13.6



围岩	断面(㎡)				掘进尺寸 (mm)	喷射 厚度 (mm)	锚 杆 (mm)					净周长(m)	备注	
	净	掘	宽	高			型 式	外露 长 度	排 列 方 式	间 距	锚 深			
煤	13.5	16.66	5400	3400	100					800	1500	1500 × 20	15.4	

图 5-3 区段运输平巷
Fig.5-3 Transport tunnel cross_section fig



围岩	断面(㎡)				掘进尺寸 (mm)	喷射 厚度 (mm)	锚 杆 (mm)					净周长(m)	备注	
	净	掘	宽	高			型 式	外露 长 度	排 列 方 式	间 距	锚 深			
煤	13.5	16.66	5400	3400	100					800	1500	1500 × 20	15.4	

图 5-4 区段回风平巷
Fig.5-4 Transport tunnel cross_section fig

2) 支护形式的确定依据:

巷道所处的位置及围岩的物理力学性质及地应力大小; 为满足采区机械化采煤的需要, 采区内各巷道断面应满足各机械设备的要求; 巷道的支护形式及支护材料应满足巷道的服务年限; 采区巷道断面还要满足通风和安全的需要。

根据以上所述及采区实际的自然条件, 本设计采区区段运煤、运料平巷均采用梯形断面, 由于井田煤层发火期较短, 3~6 个月, 所以采用锚喷支护, 工作面平巷亦采用梯形断面。根据《煤矿安全规程》规定: 综采工作面, 其运输平巷的断面不小于 $12m^2$, 回风平巷净断面不小于 $10m^2$, 运料、通风和行人上、下山的净断面不宜小于 $10m^2$, 采区轨道巷、行人进风斜巷采用拱形断面, 锚喷支护, 半圆拱形巷道断面受压能力大, 维护费用低。

5.4 采区车场及硐室

5.4.1 采区车场

由于本设计矿井运煤时全部采用皮带运输, 大巷和采区的辅助运输均采用矿车, 而运料时需通过轨道上山的上部车场, 回风石门(轨道石门)整个运输系统可不需转载而直接运到工作面, 运料斜巷在大巷入口处取平, 由煤层运料平巷进入采区斜巷。这种布置方式使用方便, 运行可靠。

5.4.2 采区硐室

采区煤仓

煤仓是缓解煤炭运输紧张的重要硐室, 因此煤仓容量要适当, 布置要合理, 做到使用方便。本采区煤仓采用垂直圆形断面, 其优点是: 断面利用率高, 不形成死角, 便于维护, 施工方便。本采区煤仓直径定为 4m, 总长度度 20m, 故煤仓断面积为:

$$S = \pi D^2 / 4 = 12.56 \text{ m}^2 \quad (5-3)$$

其有效容积为: $V=Sh=12.56 \times 20=251.2 \text{ m}^3$

故煤仓容量为: $Q=Vr=251.2 \times 1=251.2 \text{ t}$

式中: r 为散煤容重, 取 $1t/m^3$

5.5 采区生产系统

5.5.1 采准系统

本采区采用走向长壁放顶煤的开采方法, 采准系统先掘进采区上山, 然后掘进区段轨

道平巷，采区煤层运输平巷和采区煤层运料平巷，同时掘进回风大巷，然后掘进通风行人斜巷，采区煤仓，区段运输平巷。将回风大巷掘至本区段，掘进区段回风平巷，开切眼，最后形成回采系统。

5.5.2 通风系统

新风由地面→副井（主井）→井底车场→轨道大巷（运输大巷）→采区上山→轨道石门→下区段回风平巷→联络巷→区段运输平巷→工作面→区段回风平巷→回风石门（运输石门）→采区回风大巷→主要回风石门→风井→地面。

5.5.3 运输系统

(1) 运煤系统：工作面→区段运输平巷→运输石门→溜煤眼→采区运输上山→采区煤仓→运输大巷→井底煤仓→给料巷→主井→地面

(2) 运料系统：地面→副井→轨道大巷→采区下部车场→采区轨道上山→轨道石门→区段回风平巷→工作面

(3) 排矸系统：掘进工作面→掘进巷道→轨道石门→采区轨道上山→采区下部车场→轨道大巷→副井→地面

(4) 行人系统：地面→副井→轨道大巷→采区下部车场→采区轨道上山→轨道石门→区段轨道平巷→联络巷→区段运输平巷→工作面

5.5.4 排水系统

在开拓期间，设置临时水泵排水。采区排水按照后期进行选择计算。根据总体设计要求，分别在综采工作面两平巷地势低处及掘进工作面地势低处设置水窝，共 6 台压气水泵。由作业地点用过的废水，经轨道平巷的水沟流至轨道石门，再经轨道上山下流到轨道大巷最终到井底水仓，再由井底水仓，经副井排到地面。

5.6 采区开采顺序

对于一个采区来说，合理的开采顺序应该是在考虑采动影响的关系的前提下，保证采区内回采工作面的正常接替，保证矿井持续稳产、高产，最大限度地采出煤炭资源，减少巷道掘进和维护工程量，合理集中生产，充分发挥设备的能力，提高技术经济效益，便于灾害防治，保证生产安全可靠。

本采区东西平均长度为 2369m，倾斜长度为 1226m，共有 5 和 10 两层煤，厚度分别为 8.6m 和 2.4m，层间距分别为 40m，采区巷道布置为联合布置。

本区两层煤开采顺序为由上而下，即下行式，依次开采 5 和 10 煤，这样开采可减少两层煤之间的采动影响，确保安全生产。首采工作面是靠近南部边界。

5.7 采区的巷道掘进率、采区回采率

5.7.1 采区的巷道掘进率

采区巷道掘进率是指每生产一万吨煤炭所需要掘进的生产巷道总进尺数和开拓总进尺数。用下式计算采区巷道掘进率：

$$A=L/Z_K \quad (5-4)$$

式中：A—采区巷道掘进率，m/万 t；

L—掘进巷道总长度，m；

Z_K —采区可采储量，万 t；

岩巷长度：采区上山+采区大巷+行人进风斜巷+回风大巷+采区煤仓=1025×2+430×2+40+1070+20=4040m

采区可采储量=2994.856 万 t

采区巷道掘进率 $A=L/Z=(3790+4385)/7871.23=1.35$ (m/万 t)

5.7.2 采区回采率

采区回采率=采区设计可采储量/采区工业储量=29.94856/42.30362=70.79%

根据《矿井设计规范》要求，对于厚煤层，用综合机械化采全高，采区回采率应不低于 93%，93.8%，93%，放顶煤采区回采率不低于 75%，当区段间留设保护煤柱时采区的回采率将低于 75%，所以采区设计是符合要求的。

6 采煤方法

6.1 采煤方法的选择

6.1.1 选择的依据

- 1) 矿井地质构造、煤层厚度、煤层倾角、层数、层间距、硬度和有无夹层等，以及顶底板岩性、瓦斯、煤尘、水文地质、自然发火等情况，煤层的开采关系以及地面井下开采关系等；
- 2) 国家关于煤炭生产的方针政策；
- 3) 采煤机械化程度、设备适应条件；
- 4) 邻矿或相似矿井的采煤实践经验。

6.1.2 选择的要求

- 1) 煤炭资源损失少，采用正规采煤方法；
- 2) 安全及劳动条件好；
- 3) 便于生产管理；
- 4) 尽可能采用机械化采煤，达到工作面高产高效，材料消耗少；
- 5) 当煤层倾角大于 12° 时，宜采用走向长壁采煤法后退式开采。

6.1.3 采煤方法的确定

本设计矿井可采煤层为两层，5 煤和 10 煤厚度分别为 8.6m 和 2.4m，层间距为 40m。煤层赋存稳定，地质构造及水文条件简单，煤层倾角为 $9\sim17^{\circ}$ ，属于缓倾斜煤层，涌水较少，有两条断层侵入井田，本设计都将其作为采区边界处理，无火成岩侵入。

本着高产、高效、安全的原则，尽可能的达到集中生产，综合考虑各种因素，决定采用走向长壁采煤法开采。

表 6-1 全井田各采区采煤方法
Tab.6-1 entire mining area of the mine mining method

煤层	采煤方法	落煤方式	顶板管理
5 煤	走向长壁采煤法	综采放顶煤	自然垮落
10 煤	走向长壁采煤法	综采一次采全高	自然垮落

6.2 主采层的煤层赋存条件、煤层结构及围岩条件

6.2.1 赋存条件

本设计井田共发育两层煤，煤层总厚 11m，集中分布于煤系地层的中部。首采煤层为 5 煤层，位于采区可采煤层的第一层，煤厚 8.6m，平均倾角 13° ，煤层赋存条件简单，发育充分，井田中部发育两条断层 F_1 断层， $H=0-50m$ ； F_2 断层， $H=0-18m$ ，无火成岩侵入等地质构造。

煤层顶底板粗砂岩，底板为粉砂岩。矿井绝对瓦斯涌出量 $43.28\text{m}^3/\text{min}$ ，煤尘爆炸指数为 39.50%，具爆炸危险性，煤的自燃发火期为 3~6 个月，最短 43 天。煤质牌号为长焰煤，褐黑色，条痕褐色，沥青光泽，有的亦为弱玻璃光泽或似玻璃光泽，具不平坦状和贝壳状断口。

6.2.2 围岩情况

见下表

表 6-2 煤 层 顶 底 板 情 况 表
Tab 6-2 The coal layer crest bottom plank feeling condition form

5 煤顶板	砂砾岩、粉砂岩	灰白色，硬度为 5	30m
底板	细砂岩	灰色，泥质胶结，水平层理，硬度 5	40m
10 煤顶板	细砂岩	灰白色，硬度 3-5	40m
底板	中砂岩	灰黑色，硬度 3-5	30m

6.3 工作面长度的确定

合理的工作面长度能为工作面高产高效提供有利的条件，从工作面内部条件来说，在一定范围内加长工作面长度能获得较高的产量，提高效率和效益，降低成本，但工作面长度增长，生产技术管理难度也会随之增大，因此，单产、效率、效益以及安全生产条件等都会下降，所以，根据《矿井设计规范》的规定，综合机械化采煤工作面的长度不宜小于 160m。

本设计根据实际情况及设备能力决定工作面长度为 190m。现对工作面长度按通风及运输条件进行校核。

6.3.1 按通风条件核定

$$L = 60VMSC_f / (Q_b BPN) \quad (6-1)$$

式中 S——工作面最小控顶距, 5m

B——采煤机截深, 0.8m

V——工作面内允许的最大风速, 4.0m/s

M——采高, 8.6m

C_f——风流收缩系数, 可取 0.9—0.95

Q_b——一昼夜产煤一吨所需风量, 取 0.66 m³/min

P——煤层生产率, 即单位面积上的出煤量

P=M×C_f×r=8.6×1.35×0.93=10.80 t/m²

N——昼夜循环数, 即每日割煤刀数, 4 刀

所以 L≤ (60×4×5×8.6×0.90) / (0.66×0.8×10.80×4)=407m

按通风条件核定, 该工作面满足条件。

综上所述, 通过以上各项校正, 工作面设计 190m 是合理的。

6.3.2 按工作面生产能力验算工作面长度

工作面生产能力:

$$A_0 = LV_0M\gamma C_0T \quad (6-2)$$

式中: A₀——工作面生产能力, 万 t

L——工作面长度, 设计取 190m

V₀——工作面日推进度, 取 3.2m

M——煤层厚度, 取 8.6m

C₀——采煤工作面采出率, 厚煤层放顶煤, 取 0.85

T——工作面年工作日, 取 330 天

r——煤容重, 1.35/m³

$$A_0=190\times3.2\times8.6\times1.35\times0.85\times330=1980015.84 \text{ t/a} > 1.8 \text{ Mt/a}$$

工作面长 190m 所实现年生产能力大于矿井设计的年生产能力, 因此说明工作面按生产能力校核是合理的。

6.3.3 按刮板输送机能力校验工作面长度

$$L \leq n \times n_1 \times q / (B \times N \times P) \quad [1] \quad (6-3)$$

式中：n —昼夜出煤班数，2；

n_1 —每班运煤时间，8h；

q —输送机每小时输送能力，750t/h；

B —采煤机截深，0.8m；

N —日循环进刀数，4 刀；

P —煤炭生产率，10.80t/m²；

$$L \leq 2 \times 8 \times 750 / (0.8 \times 4 \times 10.80) = 347.22 \text{ m.}$$

因此按刮板输送机能力校验工作面长度也是合理的。

通过上述校验，可知工作面长度定在 190m 是合理的，故在本设计中，确定工作面长度 190m。

6.4 采煤机械的选择和回采工艺的确定

6.4.1 采煤机械的选择

大型矿井应以综合机械化采煤工艺为主，综采是回采工艺的重要发展方向，它具有高产、高效、安全、低耗及劳动条件好，劳动强度小的优点。要实现综采必须配备成套设备，特别是把工作面“三机--采煤机，刮板输送机，液压支架”配套搞好，否则综采生产将无法进行，因此也不能取得好的经济效果。

根据本设计实际情况：采高 3m，放煤高度 5.6m，采放比 1:1.87，煤层平均倾角为 15°。

(1) 采煤机的选择：

本矿井以一个长壁工作面保证年产量 180 万吨的生产能力。日生产能力为 5454.55t，每天 4 个循环。根据国内外设备的实际应用情况再结合开采煤层的赋存特征，取开机率为 50%。^[6]

1) 确定采煤机的牵引速度

$$v = n \times (L - L_1) / (T \times 60 - n \times T_1) \quad (6-4)$$

式中 v——采煤机所需平均牵引速度，m/min

L——为工作面设计长度，190m；

L_1 ——工作面生产时采用斜切进刀开机窝方式，开机窝长度取 30m；

T——工作面开机时间: $16 \times 50\% = 8\text{h}$;

n——昼夜循环数, 取 4;

T_1 ——开机窝时间, 取 30min。

$$v=4 \times (190-30) / (8 \times 60 - 4 \times 30) = 1.8\text{m/min}$$

工作面的最大牵引速度为 $1.4 \times 1.8 = 2.52\text{m/min}$

2) 采煤机的功率

$$W=60vBHkH_w \quad (6.5)$$

式中 W——需要的采煤机功率, Kw;

v——采煤机所需平均牵引速度, m/min;

B——工作面截深, 取 0.8m;

H——采高, 取 3m;

k——破岩能力系数, 取 1.4;

H_w ——能耗系数 (1.1~4.4), 取 3~3.5。

$$W=60 \times 1.8 \times 0.8 \times 3 \times 1.4 \times (3 \sim 3.5) / 3.6 = 302 \sim 353 (\text{kW})$$

根据所需的各项参数标准采煤机选用 MWG250/500—CD, 多电机平行布置, 生产能力大, 远距离遥控操作, 运行平稳, 其技术参数特征见下表

表 6-3 采煤机技术特征表
Tabl. 6-3 Coal winning machine technical features list

序号	技术指标	技术参数
1	采高/m	2.5~3.5
2	最佳割煤速度/ $\text{m} \cdot \text{min}^{-1}$	1.8
3	重载/空载牵引速度/ $\text{m} \cdot \text{min}^{-1}$	2.5
4	装机功率/KW	500
5	机身长度/mm	7200
6	最大牵引力/KN	353
7	滚筒有效截深/mm	800

(2) 可弯曲刮板输送机

1) 工作面刮板输送机的生产能力应保证采煤机采的煤全部被运出, 并留有一定的备用能力。采煤机的实际生产能力比理论生产能力低得多, 特别是受开机率和液压支架移架速度、刮板机生产能力的等影响和通风条件制约, 牵引速度必然受制约, 矿井的日产量为

6000t，两班采煤，一班检修，开机率实际生产能力为：

$$Q=6000/(16 \times 50\%)=750\text{t}/\text{h}$$

考虑到一定的富裕量，并结合相关矿井的选型经验，确定选用可弯曲刮板输送机型号为 SGZ-764/630 技术特征见下表

表 6-4 刮板输送机技术特征表
Tabl. 6-4 Conveyor machine technical features list

设备名称	型号	铺设长度/m	输送能力 /t · h ⁻¹	电机功率/kW	电压等级/V
刮板输送机	SGZ-764/630	190	900	2×500	1140

(3) 液压支架

1) 支架支护强度

按估算法为： $P=(5\sim 8) \times 9.8M \gamma \cos\alpha \times 10^{-3}$

式中 M ——采高，取 3m；

γ ——顶板岩石体积质量， $\gamma=2.7\text{t}/\text{m}^3$ ；

α ——煤层倾角，取 15° 。

则 $P=(5\sim 8) \times 9.8 \times 3 \times 2.7 \times \cos 15^\circ \times 10^{-3}=0.383\sim 0.613(\text{MPa})$

2) 支架的结构高度

支架的最大高度为： $H_{\max}=M_{\max}+S_1=3+0.2=3.2\text{m}$

式中 M_{\max} ——煤层最大采高，3m；

S_1 ——伪顶或浮煤冒落厚度，一般取 0.2m。

支架的最小高度应比最小采高低 $0.25\sim 0.35\text{m}$ ，则

$$H_{\min}=M_{\min}-0.25=3-0.25=2.75\text{m}$$

式中 M_{\min} ——煤层的最小采高，取 3m

经过计算分析，确定液压支架为 ZFS4000/15/35 型四柱放顶煤液压支架，该支架支护能力强，可实现双向移架、成组顺序、手动操作等功能，技术特征见下表

表 6-5 液压支架技术特征表
Tabl. 6-5 hydraulic pressure support technical features list

序号	技术指标	技术参数
1	支架形式	四柱-放顶煤
2	支护范围/mm	1500~3500
3	支架中心距/mm	1500

4	工作阻力/kN	4000
5	移架步距/mm	800

6.4.2 配套设备选型

工作面的配套设备有转载机、破碎机和可伸缩胶带输送机。

1)SZZ—764/160 型刮板转载机的主要技术特征如下：

出厂长度：37.8m

输送能力：1000 t/h

输送速度：1.28m/s

刮板链型式：双中链

刮板间距：1100mm

质量：32.6t

2)PEM1000×650 型破碎机的主要技术特征如下：

结构特点：鄂式

过煤能力：1000t/h

破碎能力：650t/h

外形尺寸：3270×2260×1430mm

重量：10.7t

3)SSJ-1200/M 型伸缩带式输送机主要技术特征如下：

输送量：1200t/h

输送长度：1200m

胶带宽：1700mm

带速：2.5m/s

储带长度 100m

传动滚筒直径：800mm

机头外形尺寸(mm): 2655×1950

机尾外形尺寸(mm): 2012×832

重量：168.36t

6.4.3 回采工艺的确定

回采工艺是人们根据回采工作面煤层的赋存条件，运用某种技术装备进行的生产方式，在回采工作面进行破煤、装煤、运煤、支架及处理采空区等各种工艺。

回采工艺选择的原则：

- 1) 尽可能使用机械采煤，达到工作面高产高效。
- 2) 劳动安全条件好。
- 3) 煤炭损失少，回采率高。
- 4) 材料消耗少，成本低。

(1) 综采面双滚筒采煤机工作方式

本综采面选用了 MWG250/500—CD 型采煤机，采煤机右滚筒右螺旋，割煤时顺时针旋转。左滚筒左螺旋，割煤时逆时针旋转。前滚筒割顶煤，后滚筒割底煤，割煤方式综合考虑顶板管理、移架与进刀方式、端头支护等因素。由于煤层赋存稳定，采用往返一次割两刀，选择工作面端部斜切进刀，割三角煤方式。利于工作面端头支护，输送机保持成一直线，进刀过程见附图 6-1：

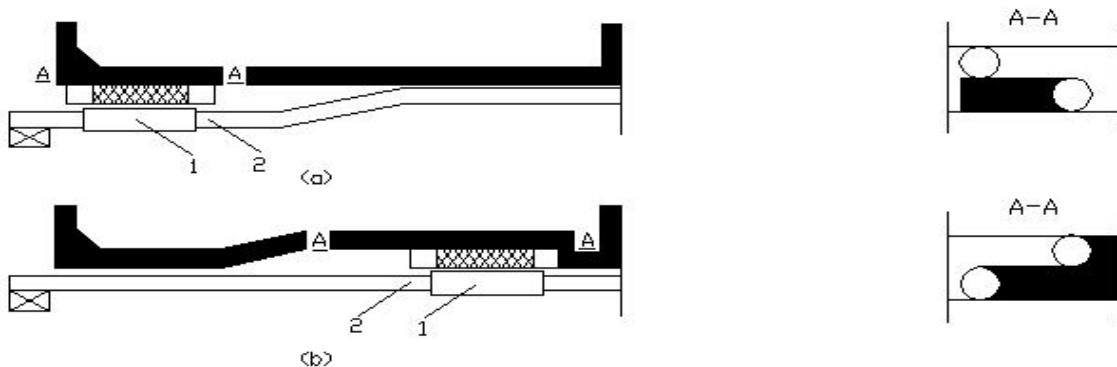
进刀过程如下：

a 当采煤机割煤至工作面 端头时，其后的输送机槽已移近煤壁，采煤机身处尚有一段下部煤，如图 a 所示。

b 调整滚筒位置，前滚筒下降，后滚筒上升，并沿输送机弯曲段反向割入煤壁，直至输送机直线段为止，然后将输送机移直，如图 b 所示。

c 再调换两个滚筒上下位置，中心返回割煤至输送机机头处，如图 c 所示。

d 将三角煤割掉，煤壁割直后，再次调换上下滚筒位置，返程正常割煤，如图 d 所示。



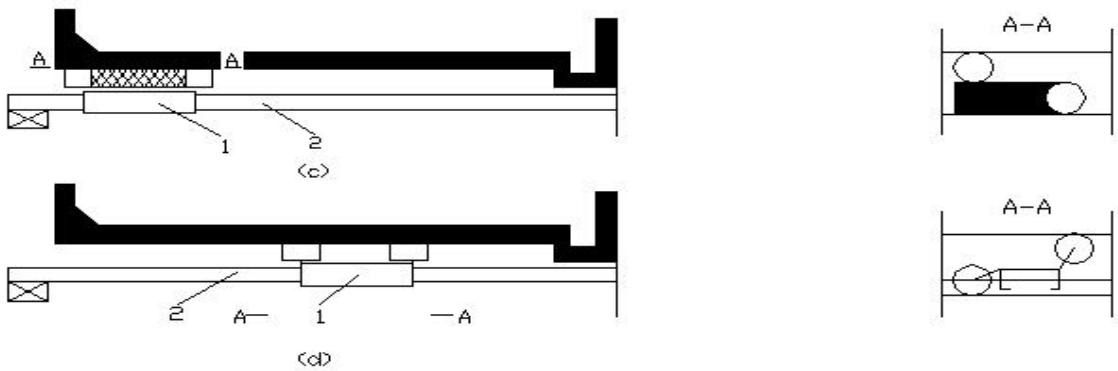


图 6-1 工作面进刀方式

Figure 6-1 Face way into the knife

(2) 综采面移架方式

液压支架的移架方式为单架依次顺序方式，支架沿采煤机牵引方向依次前移，移动步距等于截深，支架移成一条直线，这种移架方式操作简单，容易保证规格质量，能适应不稳定顶板，有利于顶板管理的优点。

(3) 综采工作面工序配合方式

综采面割煤、移架、推移输送机三个主要工序，按照不同顺序有两种配合方式，即及时支护方式和滞后支护方式。

1) 及时支护：采煤机割煤后，支架依次或分组随机立即前移、支护顶板，输送机随移架逐段移向煤壁，推移步距等于采煤机截深。这种支护方式工作空间大，有利于行人、运料和通风，若煤壁容易片帮，可先于割煤进行移架，支护新暴露出来的顶板，有利于控制顶板。但是其过风断面小，行人运料不便。

2) 滞后支护：割煤后输送机首先逐段移向煤壁，支架随输送机前移，二者移动步距相同。

考虑本设计煤层都为厚煤层，放顶煤开采，顶板稳定性差，采用及时支护式，即割煤→移架→推溜割煤，三项工序依次进行，完成割煤工序；采煤机上下两端斜切进刀，自开切口；双向割煤，往返一次进两刀；移架滞后于采煤机 4.5m；输送机滞后采煤机 15m 推移，其弯曲长度不小于 20m。液压支架的移架方式为单架依次顺序方式，具有操作简单，容易保证移架质量，有利于顶板管理的优点。

(4) 端头支护和超前支护

端头控顶面积大，设备人员集中，又是设备、人员、材料出入工作面的交通口，综采放顶煤工作面端头管理非常困难，故采用端头支架支护，通常在机头（机尾）处滞后工作面支架一个截深。这种端头支架移动快、灵活，能适应大采高、高产、高效工作面的要求。

超前支护距离为 20m，采用单体液压支柱，配合铰接顶梁支护，两平巷平行巷道设两排，均为一梁二柱。

(5) 采空区顶板管理

工作面最小控顶距为 4.3m，最大控顶距为 5.2m，顶板管理方式采用全部垮落法，自然放顶。

6.4.4 工作面布置

工作面布置形式见工作面布置图 6-2：

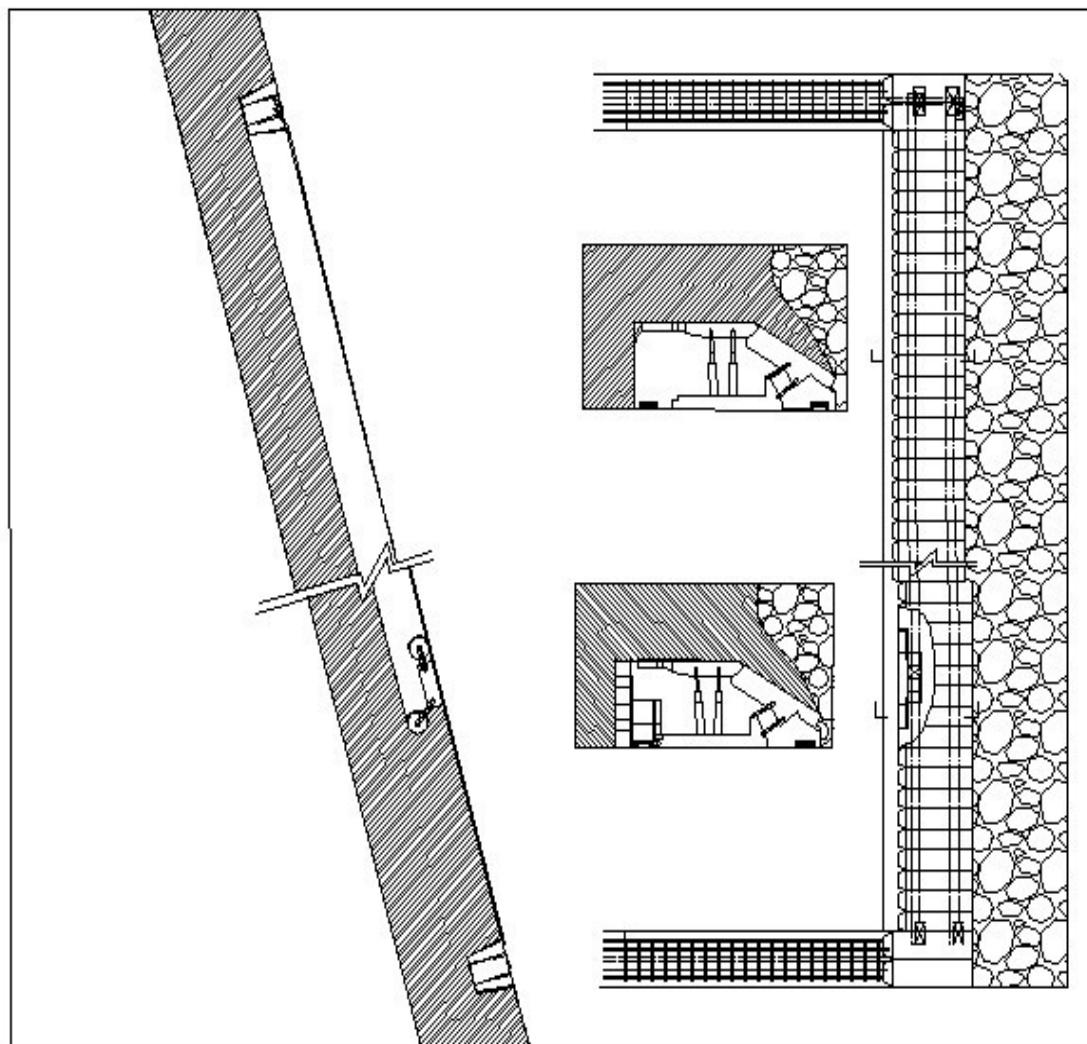


图 6-2 工作面布置图
Fig.6-2 The diagram of located layout

6.5 循环方式的选择及循环图表的编制

6.5.1 循环方式的确定

本设计矿井年生产能力 1.8Mt，根据采区生产能力及工作面条件，确定循环方式为昼夜 2 循环。

采煤工作面的有序循环作业，是采煤工作面在规定时间内保质、保量、安全地完成采、装、运、支、处这样一个采煤全过程。本设计采用“三八”工作制度，两班采煤，一班检修，充分发挥综采的优势，每天采 4 刀煤。

循环产量为： $2 \times 0.8 \times 8.6 \times 190 \times 1.35 \times 0.85 = 3000.02 \text{ t}$

日产平均为： $2 \times 3000.02 = 6000.04 \text{ t}$

月产量为： $6000.04 \times 27.5 = 165001.32 \text{ t}$

年产量为： $165001.32 \times 12 = 1980015.84 \text{ t}$

$1980015.84 \times (1+0.05) = 2079016.632 > 1800000$ ，满足采区生产能力的要求。

6.5.2 循环图表的编制

6.5.3 劳动组织表

编制原则：

- 1) 出勤的工种必须与循环图表中的作业时间相对应。
- 2) 出勤工数必须按国家规定的人员配备，综采队不超过 100 人。
- 3) 采场出勤工人包括转载机以内工人，采区人员不在内。

表 6-6 工作循环图表
Tablet.6-6 Table of work cycle

工作面循环作业图表

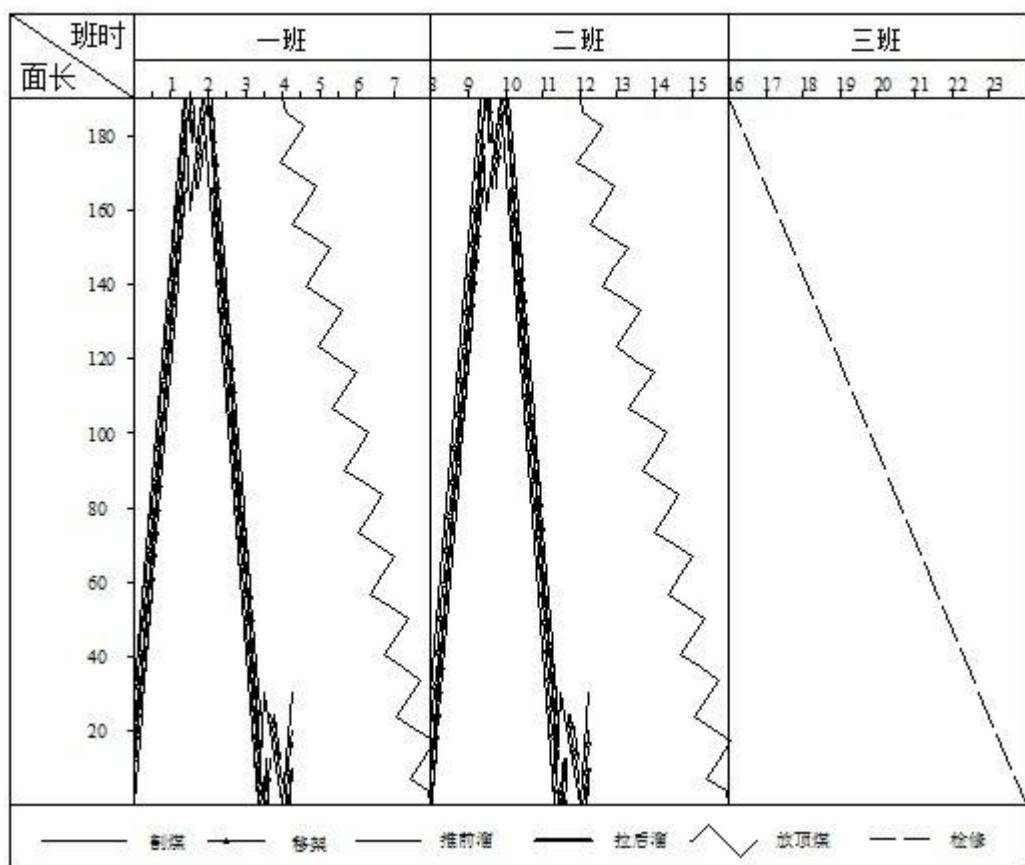


表 6-7 劳动组织表（综采放顶煤）
Table 6-7 Labor Organization (fully mechanized coal mining)

序号	工种	一班	二班	三班	小计
1	班长	1	1	1	3
2	采煤班司机	2	2	1	5
3	移架工	6	6	3	15
4	放煤工	4	4	0	8
5	转载机司机	1	1	1	3
6	破碎机工	1	1	1	3
7	端头支护工	4	4	4	12
8	泵站司机	1	1	1	3
9	运料工	3	3	6	12
10	灌浆工	2	2	0	4
11	机电维修工	1	1	6	8
12	瓦斯检测员	1	1	1	3
总计		27	27	25	79

表 6-8 劳动组织表（综掘）
Table 6-8 Worker attendance table (IMIS dig)

序号	工种	在册人数	出勤人数/人			合计
			一班	二班	三班	
1	队干部	3	1	1	1	3
2	班长	3	1	1	1	3
3	掘进机司机	6	2	2	2	6
4	输送机司机	6	2	2	2	6
5	局扇司机	6	2	2	2	6
6	绞车司机	6	2	2	2	6
7	电工	7	2	2	2	6
8	喷浆工	14	4	4	4	12
9	架棚工	14	4	4	4	12
10	风筒工	6	2	2	2	6
11	验收员	4	1	1	1	3
12	下料工	6	2	2	2	6
13	合计	87	27	27	27	81

6.5.4 机电设备

表 6-9 电机设备表
Tab. 6-9 machinic and electrical equipments

序号	设备名称	型号	单位	数量
1	液压支架	ZFS4000/15/35	架	127
2	采煤机	MWG200(250)/500-CD	台	1
3	刮板输送机	SGZ-764/630	台	1
4	转载机	SZZ—764/160	台	1
5	乳化液泵站	NBR—764/132	台	2
6	移动变电站	KSGZY—500/6	台	2
7	端头支架	ZY—35	架	4
8	胶带带输送机	SSJ—1200/M	台	1
9	破碎机	PEM1000×650	台	1
10	乳化液箱	XRXJ	台	4
11	馈电开关	KBZ-400/1140D	台	2
12	磁力起动器	DQZBH300A	台	2

6.5.5 技术经济指标

表 6-10 主要技术经济指标表
Tablet.6-10 Table of main technological and economic indicators

序号	项目	单位	数量
1	工作面长度	米	190
2	采高	米	8.6
3	倾角	度	15
4	容重	吨/立方米	1.35
5	日进度	米	3.2
6	日产量	吨	6000
7	月进度	米	88
8	月产量	吨	165000
9	全员功效	吨/工	75.95

7 建井工期及开采计划^[16]

7.1 建井工期及施工组织设计

7.1.1 施工队伍的人员配备

建井工期是指由井筒开凿起到移交生产的全部时间。建井工程量是指由井筒开始建井到移交生产时止的全部开拓巷道、准备巷道及回采巷道工程量的总和。为了加快建井速度，本设计矿井的巷道掘进全部采用一次成巷的施工方法。在建井初期投入三个掘进队，分别开掘主、副井筒和风井，以后根据需要适当增加掘进队，在移交生产时共投入 4 个掘进队，每个掘进队根据实际情况配备 20~40 人不等。

7.1.2 建井工程量

新建矿井，为尽快投产，除确定合理的开拓方案外，还必须处理好采掘关系，按一定的采掘顺序有计划地掘进巷道，保证矿井及早投产且高产，稳产。

建井工期是指由井筒开凿起到移交生产时的全部时间。建井工程量是指由井筒起移交生产时止的全部开拓巷道、准备巷道及回采巷道工程量的总和。

根据《设计规范》规定，矿井移交时必须符合下列标准：

- 1) 井上、下各生产系统基本形成，并能进行正常、安全生产。
- 2) 回采工作面长度不小于设计回采工作面总长度的一半。
- 3) 工业广场内的行政、公共设施全部建成。
- 4) 居住区及其基本设施基本建成。

各项工程量计算如下表 7-1、7-2、7-3、7-4、7-5。

表 7-1 井筒工程量计算表

Table 7-1 shaft project in terms of form

井筒 名称	井口 标高	井筒 深度	断面 m ²		工程量 m ³		支架 材料
			净	掘	净	掘	
主井	+80	530	33.2	41.8	17596	22154	砌碹
副井	+80	500	33.2	41.8	16600	20900	砌碹
风井	+80	180	23.7	33.2	4266	5976	砌碹

表 7-2 井底车场工程量计算表

Table 7-2 depot project in terms of bottom table

序号	名称	支架材料	长度 m	断面 m ²		工程量 m ³	
				净	掘	净	掘
1	水仓	砌碹	120	9	10.89	1080	1306.8
2	主井车场	砌碹	350	14.7	18.9	5145	6615
3	副井车场	砌碹	525	14.5	18.9	7612.5	9922.5
4	水泵房	砌碹	30	12.2	14.3	366	443
5	变电所	砌碹	35	12.2	14.3	427	501
6	煤仓	砌碹	30	32.15	38.47	964.5	1153.95
7	清扫斜巷	砌碹	150	10.5	12.8	1570	1920
8	火药库	砌碹	240	10.5	12.8	2520	3072

表 7-3 开拓工程量表

Tab. 7-3 exploit cashing quantity sheet

序号	名称	长度 m	断面 m ²		工程量 m ³		支护形式
			净	掘	净	掘	
1	运输大巷	740	14.7	18.9	9086	12012	锚喷
2	轨道大巷	590	14.5	18.9	9676	12792	锚喷
3	回风大巷	1080	12.8	17.2	13824	18576	锚喷

表 7-4 采区区准备巷道和回采巷道工程量计算表

Table 7-4 with a mere preparation roadway and roadway engineering calculation table

序号	名称	长度 m	断面 m ²		工程量 m ³		支护形式
			净	掘	净	掘	
1	运输上山	1025	12.8	16.7	13120	17117.5	锚喷
2	轨道上山	1025	12.8	16.7	13120	17117.5	锚喷
3	区段运输平巷	2440	13.5	16.66	32940	40650.4	锚喷
4	区段运料平巷	1120	13.5	16.66	15120	18659.2	锚喷
5	通风行人斜巷	32	11.8	14	377.6	448	锚喷
6	回风石门	310	11.8	14	3658	4340	锚喷
7	采区煤仓	20	12.56	16.61	251.2	332.2	砌碹
8	运输石门	240	11.8	15.6	2832	3744	锚喷

表 7-5 工程量汇总表
Tab. 7-5 tltal cashing quantity sheet

序号	井巷	掘进工程量		移交时所占工程量百分比	
		名称	总数 m ³	长度 m	
1	井筒	49030		1210	100
2	井底车场	24934.25		1480	100
3	开拓巷道	43380		2410	100
4	采区巷道	102408.8		6202	76.7
	合计	219753.05		11302	100

建井工期的计算是根据井巷工程的施工期、设备的安装时间等几个方面考虑的，从井筒开拓一直到工作面开切眼准备完毕移交生产的全部时间，通常以施工期来确定建井工期。

建井施工队应尽量平行作业，采用多头掘进，同时应抓好巷道定向工作。在确定掘进

队组数的时候应尽量考虑岩巷和半煤岩巷、煤巷掘进队的专一化，以利于提高掘进速度，同时在整个建井期尽量保持掘进队组数的相对稳定，在此基础上进行工程排队，确定出建井工期。

7.1.3 工程排队及施工组织排队

工作面接替：工作面结束前十天至十五天，完成其接续工作面掘进和设备安装工程。

设计井巷掘进进度指标如下：

主、副立井：50 米/月；

风立井：80 米/月；

平巷及斜巷的掘进速度采用《煤炭工业矿井设计规范》 平巷掘进速度：

综合机械化掘进机组：煤：500 米/月；半煤岩：350 米/月；

液压凿岩机作业线： 岩：200 米/月；岩石斜巷：180 米/月；

连续采煤机：煤：1500 米/月；

倾角大于 8° 的上下山掘进时，掘进速度修正系数，上山 0.9，下山 0.8，有煤与瓦斯突出的煤层巷道掘进速度修正 0.8。

7.1.4 建井工期及工程排队

表 7-6 建井工期图表
Tab. 7-6 Build well term fig

巷道名称	工程量 m	月进度 m/月	工 期	I 期												II 期														
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1		
主 井	530	50	10.6																											
副 井	500	50	10																											
风 井	180	80	2.25																											
井底车场	1480	200	7.4																											
主要硐室			2.00																											
其他硐室			2.00																											
轨道大巷	590	200	2.95																											
运煤大巷	740	200	3.7																											
回风大巷	1080	200	5.04																											
回风石门	310	200	1.55																											
通风行人巷道	32	180	0.18																											
进风上山	1025	180	5.69																											
气道上山	1025	180	5.69																											
运煤石门	240	200	1.2																											
医技回风平巷	1220	500	2.44																											
医技轨道平巷	1220	500	2.44																											
医技变电平巷	1120	500	2.24																											
升 楼	190	500	0.38																											

7.2 开采计划

7.2.1 开采顺序

合理的开采顺序应满足下列原则：

- 1) 保证开采水平、采区、回采工作面的正常接替，保证矿井接续稳定高产。
- 2) 符合煤层采动影响关系，最大限度地采出煤炭资源。
- 3) 井巷工程量和投资少，尤其节省初期工程量和投资，工期短，投产快。
- 4) 合理集中生产，充分发挥设备能力，提高劳动生产率，减少巷道维护费用。
- 5) 便于灾害预防，有利于巷道维护，保证生产安全可靠。

为了减少开采对于岩石动力的影响，开采顺序采用下行式开采，从上向下依次顺序开采。此外对于一个采区来说，合理的开采顺序应该是在考虑采动影响的关系的前提下，保证采区内回采工作面的正常接替，保证矿井持续稳产、高产，最大限度采出煤炭资源，减少巷道掘进和维护工程量，合理集中生产，充分发挥设备的能力，提高技术经济效益，便于灾害防治，保证生产安全可靠。本采区共 5 个区段，6 个工作面；详见工作面接续表 7-7。

表 7-7 工作面接替表
Tab.7-7 Acting surface replace table

工作面编号	可采储量(万t)	服务年限(年)	工作面接替表(年)							
			1	2	3	4	5	6	7	8
S1	243.446	1.35								
S2	225.366	1.25								
S3	222.121	1.23								
S4	224.598	1.25								
S5	231.436	1.29								
S6	225.757	1.25								

7.2.2 开采计划

开采计划（又称配产），就是根据国家对一个矿井产量、效益、煤质、材料消耗等要

求统筹安排矿井开采水平、采区、回采工作面等接续，包括近期回采工作面接续计划和长期的采区接续计划。

开采计划的原则

- 1) 矿井两翼开采的产量分配尽可能与储量相适应，避免一翼迅速采完，另一翼储量积压，造成后期形成单翼生产。
- 2) 各煤层配产上注意厚薄搭配、肥瘦搭配。
- 3) 合理集中生产，避免战线过长，生产分散，尽可能提高回采工作面单产和采区生产能力，减少同时生产的采区个数。
- 4) 要留有余地，并以可靠的可采储量为基础。

表 7-8 采区接替表
Tab.78 mine section replace table

采区 编号	可采储量(万吨)	服务年限(a.)	采区接替表(%)											
			5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60
S1	2994.856	11.88												
N1	2560.495	10.16												
N2	2185.647	8.67												
S2	2220.753	8.81												
S3	3710.818	14.73												
N3	1936.796	7.68												

8 矿井通风

8.1 概述

本设计井田内共含两个可采煤层，其中 5 煤厚 8.6m，10 煤厚 2.4m，间距 40m，煤层平均倾角为 13°。煤层赋存条件简单，发育充分，有两条断层侵入，但是都作为采区边界处理，无火成岩侵入。矿井相对瓦斯涌出量 $14.72\text{m}^3/\text{t}$ ，绝对瓦斯涌出量 $43.28\text{m}^3/\text{min}$ ，煤尘爆炸指数为 39.5%，具爆炸危险性，煤的自燃发火期为 3~6 个月。煤质牌号为长焰煤，褐黑色，条痕褐色，沥青光泽。

晓明矿区位于松辽平原西南部，属大陆性气候，多风少雨。春、冬两季多西北风，夏、秋两季多西南风，风大时达 7~8 级。降雨一般集中在 7、8、9 月份，年降雨量最大达 1009.1mm。年平均气温 7°C 左右，最高达 33.3°C，最低温度为 -32.1°C；本区结冻期 5~6 个月即 11 月至次年 4 月，冻土层深度 1.5m。

8.2 矿井通风方式与通风系统的选择

矿井通风的基本任务是供给矿井新鲜风流，以排除井下的有毒有害气体及矿尘，从而防止各种事故的发生，以保障井下人员的安全，所以矿井通风是矿井生产过程中非常重要的环节。矿井通风系统中通风阻力，通风网络，通风设施及构成，矿井通风系统包括通风方式，主要通风机工作方法，通风网络形成。选择矿井通风系统的因素较多，要选定比较合理的通风系统，必须满足下列要求：

- 1) 每个矿井至少应有两个通往地面的安全出口，各个出口间距离不得少于 30m；
- 2) 通风井口要避免污风、尘土、焦油气味、矸石燃烧气味等侵入，井口距离产生烟尘有害气体的地点不小于 500m，矿井的总风道不得作为主要人行道；
- 3) 箕斗井一般不应作为进风井或出风井；
- 4) 所有矿井所用的机械通风主扇与分区主扇都必须安装在地面；
- 5) 为了降低通风费用，风道壁要光滑；
- 6) 选择通风系统时要综合采区通风的若干要求，同时也要保证满足防止瓦斯、火、尘、水、高温对矿井通风系统的要求；
- 7) 下水平的回风流与上水平的进风流必须严格隔开，在条件允许时，要尽量使进风早分开，总风流晚汇合。

8.2.1 通风方式的选择

矿井的通风方式即为进风与回风井的布置方式，矿井通风应符合下列规定：

1) 煤与瓦斯突出危险的矿井，高瓦斯矿井，煤层易自燃的矿井，应采用对角式通风，当井田面积较大时，初期可采用中央并列式通风，逐步过度为对角式通风方式。

2) 矿井通风方法采用抽出方式。当地形复杂，露头发育，老窑多，可采用压入式通风，一般新矿井的通风方式多选用中央并列式，中央边界式和两翼对角式。

本井田走向长约 3.95km，倾斜长 4.01km，采区划分以断层划分。考虑本矿井实际，首采区采用边界式通风。

8.2.2 通风方法的选择^[9]

主要通风机的选择有三种：压入式、抽出式和混合式；

(1) 压入式

主要通风机安设在进风井处，整个进风系统都处在高于当地大气压的气压状态。其漏风是从矿井内向矿井外漏风的。一旦风机因故停止转动，井下空气绝对静压有所下降，可能在短期内引起矿井绝对瓦斯涌出两倍大，一般认为不宜在高沼气的矿井使用。

(2) 抽出式

主要通风机设在回风处，整个通风系统处在低于当地大气压的负压状态。当矿井与地面间存在漏风通道时，地面空气回漏向井下，当存在老窑时，还会把积存的有害气体抽到井外。同时使工作面的有效风量减少。

(3) 混合式

主要通风机位于副井和风井两个位置，采用两套通风设备，可以加大风量，但是通风系统复杂，风压不稳定，管理困难。

表 8-1 两种通风方法的比较
Tab.8-1 compare of two air-out system

方法	抽 出 式	压 入 式
优点	1、漏风量小，管理方便 2、井下风流处于负压状态，一旦主扇停转，风流压力提高，可使采空区瓦斯涌出量减少 3、对矿井瓦斯管理有利	1、在塌陷区分布广且采空区相沟通的条件下，风流可以把井下有害气体带到地面 2、主扇规格尺寸小，通风电力费用低
缺点	1、主扇规格尺寸及通风电力费用高	1、井下风流处于正压状态，当主扇停转，可能使采空区瓦斯涌出量增加 2、通风管理工作困难，漏风较大

根据本矿井实际条件，抽出式通风方法比较适用于本矿的条件，故采用抽出式的通风方法。

8.3 总风量的计算与风量分配

8.3.1 矿井总进风量

(1) 同时工作的最多人数计算

$$Q_1 = 4 \times N \times K_1 \quad (8-1)$$

式中： 4—每人每分钟给 4m^3 的风量；

N—井下同时工作的最多人数；

K_1 —风量备用系数，包括矿井内部漏风和配风不均匀等因素，取 1.2-1.25。

则： $Q_1 = 4 \times 106 \times 1.2 = 508.8, \text{ m}^3/\text{min}$

(2) 根据《煤炭工业矿井设计规范》规定：矿井的总进风量，应按采煤、掘进、硐室及其他地点实际需要风量的总和按下式进行计算：

$$Q_{kj} = (\sum Q_{cj} + \sum Q_{jj} + \sum Q_{dj} + \sum Q_{qt}) K_{kt} \quad (8-2)$$

式中： Q_{kj} ——矿井的总进风量 (m^3/min)

$\sum Q_{cj}$ ——采煤工作面实际需要风量的总和 (m^3/min)

$\sum Q_{jj}$ ——掘进工作面实际需要风量的总和 (m^3/min)

$\sum Q_{dj}$ ——独立通风硐室实际需要风量的总和 (m^3/min)

$\sum Q_{qt}$ ——除了采煤、掘进、独立通风硐室以外其他井巷实际需要风量的总和 (m^3/min)

K_{kt} ——矿井通风系数，宜取 $1.15 \sim 1.25$

8.3.2 回采工作面所需风量的计算

每个回采工作面实际所需的风量，应按沼气、二氧化碳和爆炸后的有害气体的产生量以及工作面、气温、风速和人数规定分别进行计算，然后取其最大值。

(1) 按沼气涌出量计算

根据《规范》要求：按回采工作面回风巷风流中沼气的浓度不得超过 1% 的要求，即：

$$Q_{cj} = 100 \times q_{ci} \times K_{cj} \quad (8-3)$$

式中： Q_{cj} ——回采工作面实际需要风量， m^3/min ；

q_{ci} ——该回采工作面瓦斯平均绝对涌出量；抽采率为 70%， $43.28 \times 0.3 = 13.0 \text{m}^3/\text{min}$ ；

K_{cj} ——该回采工作面的通风系数，主要包括沼气涌出不均衡和备用风量等因素，一

般取 1.2~2.1。则：

$$Q_{cj}=100 \times 13.0 \times 1.2=1560.0 \text{ m}^3/\text{min}$$

(2) 按工作面气温和风速的关系计算

根据《设计规程》规定：生产矿井采掘工作面温度不超过 26 度，则风速按通风教材表 6-1 查得，取 $V_{max}=1.8, \text{ m/s}$

则回采工作面所需风量由下式计算：

$$Q_{cj} = 60 \times V_{max} \times S \quad (8-4)$$

式中：S—回采工作面的平均断面积，取 $S=(4.35 \times 3 + 5.15 \times 3)/2=14.25 \text{ m}^2$ 。

则： $Q_{cj}=60 \times 1.8 \times 14.25=1539, \text{ m}^3/\text{min}$

(3) 按人数计算

$$Q_{cj} = 4N_i K \quad (8-5)$$

式中：4—以人数为计算单位的供风标准；

N_i —回采工作面同时工作的最多人数，取 $27 \times 2=54$ 人；

K—风量备用系数，取 1.25。

则： $Q_{cj}=4 \times 54 \times 1.25=291.6, \text{ m}^3/\text{min}$

(4) 由于本矿井是高瓦斯矿井，先进行抽采，再进行回采，抽采率为 70%。存在自燃发火危险，参照各矿生产经验，尽量满足供风需求，所以综采面供风量为 $1800 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

(5) 按风速进行验算

根据《设计规范》规定，回采工作面最低风速为 0.25 m/s ，最高风速为 4 m/s 。

$$Q_i \geq 0.25 \times 60 \times 14.25=213.75, \text{ m}^3/\text{min};$$

$$Q_i \leq 4 \times 60 \times 14.25=3420.00, \text{ m}^3/\text{min}.$$

设计矿井以上选取的 $Q=1800 \text{ m}^3/\text{min}$ ，大于 $213.75 \text{ m}^3/\text{min}$ ，小于 $3420.00 \text{ m}^3/\text{min}$ ，因此满足风速要求是合理的。

8.3.3 掘进工作面所需风量

(1) 按沼气涌出量计算

$$Q_{ji} = 100 \times q_{ji} \times K_{ji} \quad (8-6)$$

式中： Q_{ji} —第 i 个掘进工作面所需风量， m^3/min ；

q_{ji} —该掘进工作面的瓦斯绝对涌出量，取 $18 \times 13.5 \times 1.35 \times 5.89 / (24 \times 60)=1.34 \text{ m}^3/\text{min}$ ；

K_{ji} —该掘进工作面的通风系数，主要包括沼气涌出不均衡和备用风量等因素，一般取 $K=1.5\sim2.0$ ，这里取 1.5。

则： $Q_{ji}=100\times1.34\times1.5=201.0 \text{ m}^3/\text{min}$

注：三个掘进均按平巷计算。

(2) 按局扇的吸风量计算

$$Q_{ji} = Q_{vfi} \times I_i \quad (8-7)$$

式中： Q_{vfi} —第 i 个掘进工作面局扇的吸风量，安设局扇的巷道中的风量，除了满足局扇的吸风量之外，还应保证局扇吸入口至掘进工作面回风流之间的风速不小于 0.15m/s，以防止局扇吸入循环风和这段距离内风流停滞，瓦斯积聚，选择局扇为：JBT—62 型 (28kW)，

取： $Q_{vfi}=350 \text{ m}^3/\text{min}$ ；

I_i =同时运转的局扇台数。

则： $Q_{ji}=350\times1=350 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

(3) 按人数计算

$$Q_{ji} = 4N_i \quad (8-8)$$

式中： N_i —掘进工作面同时工作的最多人数，取 $27\times2=54$ 。

则： $Q_{ji}=4\times54=216 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

(4) 按风速进行验算

$$Q_j \leq 4 \times 60 \times S_{j1};$$

$$Q_j \geq 0.25 \times 60 \times S_{j2};$$

式中： S_j —掘进巷道断面积 m^2 ；取 13.5m^2 ；

则： $Q_j \leq 4 \times 60 \times 13.5=3240 \text{ m}^3/\text{min}$ ；

$$Q_j \geq 0.25 \times 60 \times 13.5=202.5 \text{ m}^3/\text{min}$$

经过比较，最终掘进通风量取 $Q_j=350 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

用以上四种方法对每个独立通风的掘进工作面进行计算，选择最大值作为每个掘进工作面所需风量，最后每个掘进面需风量 $350 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

$$\sum Q_j = 2 \times 350 = 700 \text{ m}^3/\text{min}$$

8.3.4 硐室所需风量的 ΣQ_d 的计算

(1) 火药库：大型矿井供风标准是 $100\sim150\text{m}^3/\text{min}$ ，此处取 150

(2) 采区变电所：经验数据是 $60\sim80$, m^3/min , 此处取 80 , m^3/min

(3) 发热量大的机电硐室所需风量（水泵房+压气机房）

$$Q_e = 49.97 N_s \times q / \Delta t \quad (8-9)$$

式中： N_s —硐室中机电设备运转总功率（水泵房为 600KW , 压气机房为 60KW ）；

q —硐室机电设备的发热系数（水泵房为 $0.02\sim0.04$, 压气机房为 $0.2\sim0.3$ ）；

Δt —硐室回风与进风的温差。

则： $Q_e=49.97\times600\times0.03/6+49.97\times60\times0.2/6=250$, m^3/min 。

5)其它硐室所须风量：

a 充电硐室 Q_{de} 应按其回风流中的氢气浓度小于 0.5% 计算，但不小于 100 m^3/min ，取 150 , m^3/min ；

b 采区变电所 Q_{db} 按经验值取 $60\sim80$, m^3/min , 这里取 80 , m^3/min 。

综合以上计算，独立回风硐室所需风量的总和为：

$$\sum Q_d = 150 + 80 + 250 + 150 + 80 = 710 , \text{ m}^3/\text{min}.$$

8.3.5 其他巷道所需风量

$$Q_q = 133 \times q \times K_q \quad (8-10)$$

式中： q —井巷瓦斯绝对涌出量取 13.0 , m^3/min ；

K_q —其他井巷通风系数，取 1.3 。

则： $Q_q=133\times13.0\times1.3=2247.7$, m^3/min 。

基于以上计算可得到矿井所需总风量为：

$$\begin{aligned} Q &= \sum Q_{ci} + \sum Q_{ji} + \sum Q_{di} + \sum Q_{qi} \\ &= 1800 + 700 + 710 + 2247.7 \\ &= 5457.7 \text{ m}^3/\text{min} \end{aligned}$$

式中： $\sum Q_{ci}$ —采煤工作面实际所需风量, m^3/min ；

$\sum Q_{ji}$ —掘进实际所需风量, m^3/min ；

$\sum Q_{di}$ —各硐室所需风量的总和, m^3/min ；

$\sum Q_{qi}$ —除采煤、掘进、硐室外的其他所需要、的通风量的总和, m^3/min 。

8.3.6 风量的分配

通过以上的叙述及计算，风量分配已基本完毕，且符合《规程》的有关规定，因此风

量分配是合理的。各巷道最大最小风速见下表：

表 8-2 巷道允许风速表

Table 8-2 roadway to allow anemometer

井巷名称	允许风速, m/s	
	min	max
主井	—	9
副井	—	12
风井	—	15
工作面	0.25	4
掘进中岩巷	0.15	4
掘进中煤巷	0.25	4
主要进回风道	—	8
采区进回风道	0.25	6
其它行人巷	0.15	4

8.4 矿井总风压及等积孔的计算

井巷通风总阻力是选择矿井主扇的重要因素之一，所以在选择矿井主扇之前必须首先计算井巷通风总阻力。

8.4.1 计算的原则

(1) 本矿井服务年限为 61.92 年，只计算 20 年以内矿井通风容易和矿井通风困难两个时期的 $h_{r\min}$ 和 $h_{r\max}$ 。

(2) 通过主扇风量 Q_f 应该大于通过风井的总风量为：

$$Q_f = (1.05 \sim 1.1) Q \text{ m}^3/\text{s} \quad (8-11)$$

式中： 1.1—抽出式风井无提升运输任务时，取 1.1；

则： $Q_f = 1.1 \times 5457.7 / 60 = 100.06 \text{ m}^3/\text{s}$ 。

(3) $h_{r\max}$ 一般不超过 3000pa。

(4) 自然分配和按需分配方法计算各区通风阻力。

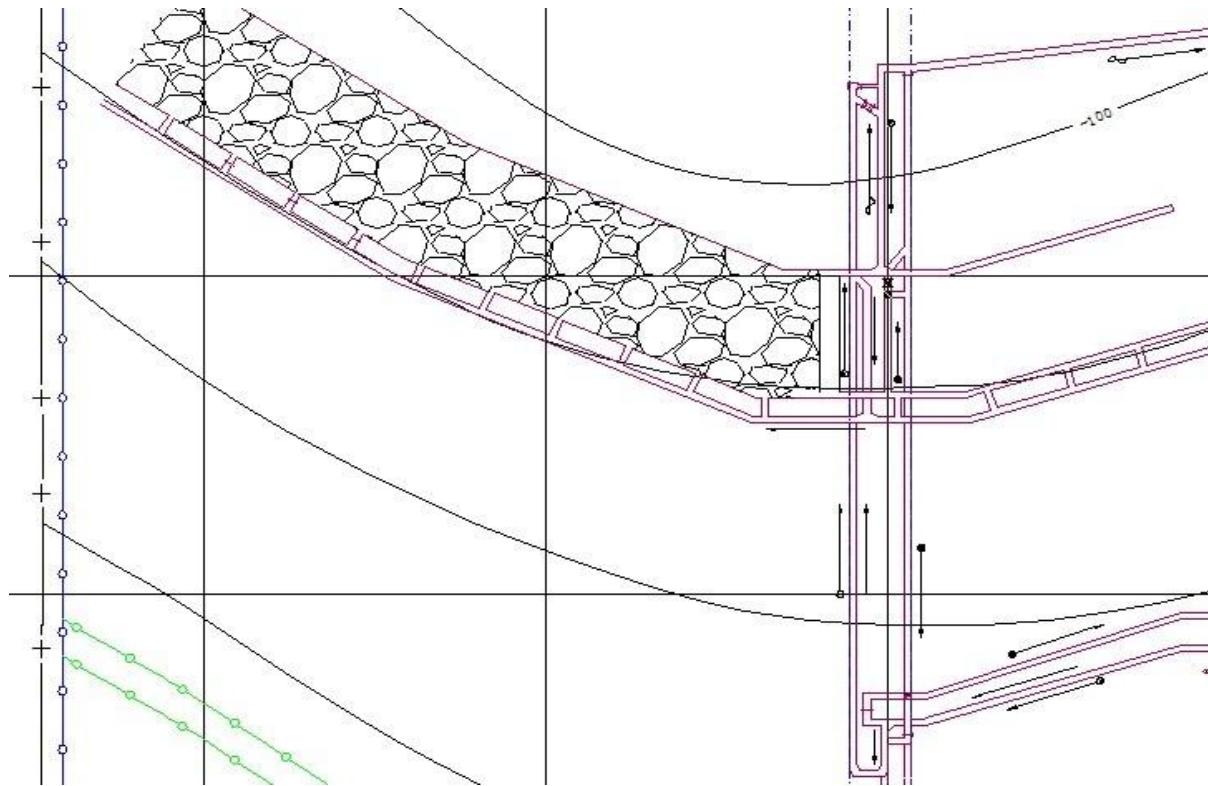


图 8-3 通风容易时期线路示意图

Fig.8-3 Air draught easy time line general view cross_section distinction

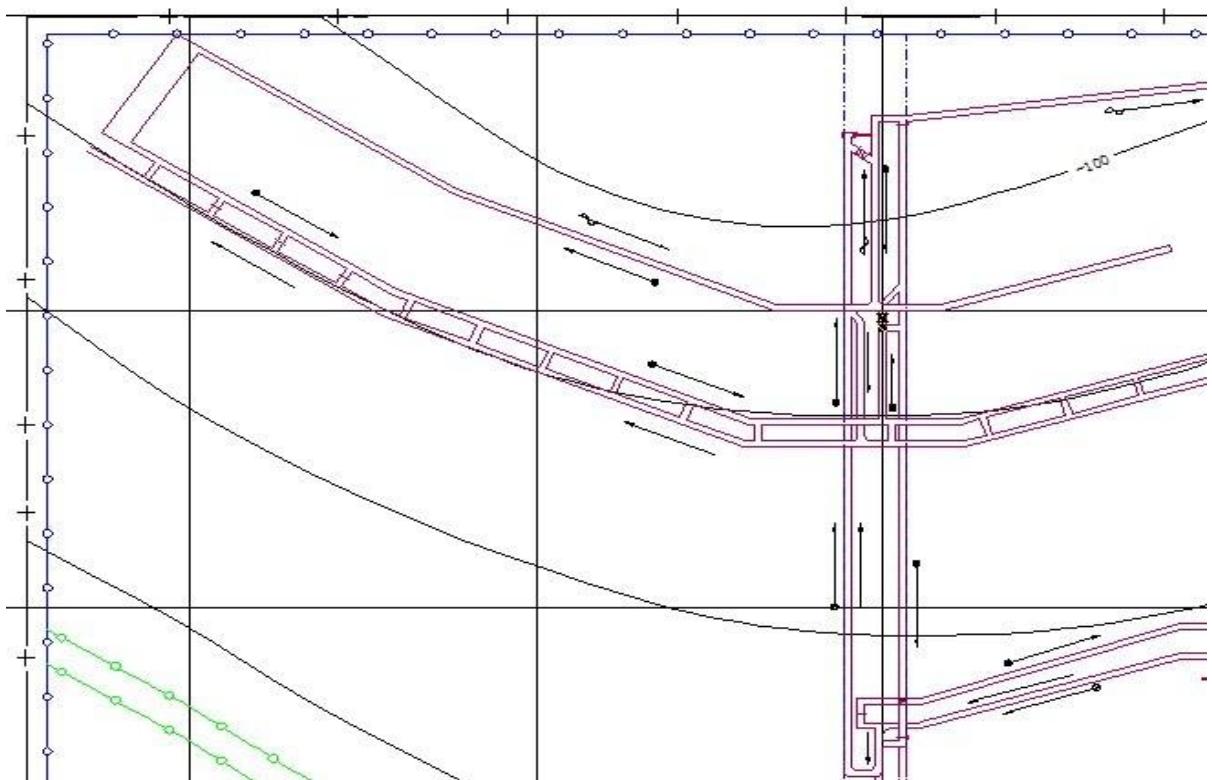


图 8-4 通风困难时期线路示意图

Fig.8-4 Air draught hard time line general view cross_section distinction

8.4.2 计算方法

沿着上述两个时期通风阻力最大的风路，分别用下式计算各区段井巷的摩擦阻力

$$h_f = \alpha \times L \times U \times Q^2 / S^3, \text{ Pa}; \quad (8-12)$$

式中： L, U, S—分别是井巷的长度 m, 周长 m, 净断面积 m²;

Q—分配给个井巷的风量, m³/s;

α —根据个井巷的支架形式, 查得的摩擦系数, Ns²/m⁴, 本矿井取 0.0392

将各段的摩擦阻力累加起来，并考虑适当的局部阻力系数，即算出通风容易和通风困难时期的井巷阻力分别为：

$$h_{f\min} = 1.15 \sum h_{fr\min} = 1.15 \times 857.18 = 985.76 \text{ Pa}$$

$$h_{f\max} = 1.15 \sum h_{fr\max} = 1.15 \times 1139.55 = 1310.48 \text{ Pa}$$

符合《设计规程》规定，矿井通风设计负压不超过 1310.48Pa，故设计合理。

8.4.3 计算等积孔

1) 矿井总风阻

$$R_{\min} = h_{f\min} / Q^2 = 985.76 / (90.96)^2 = 0.12 \text{ Ns}^2 / \text{m}^8$$

$$R_{\max} = h_{f\max} / Q^2 = 1310.48 / (90.96)^2 = 0.16 \text{ Ns}^2 / \text{m}^8$$

面积值 A 用下式计算：

$$A = 1.1896 Q / h r^{1/2}$$

Q—通过井巷的风量

H—井巷或矿井的通风阻力

$$A_{\max} = 1.189 Q / (h r_{\min})^{1/2} = 3.44$$

$$A_{\min} = 1.189 Q / (h r_{\max})^{1/2} = 2.99$$

2) 计算等积孔

根据以上计算风阻： $R_{\min} = 0.12$; $A_{\max} = 3.44$;

故通风容易时期属于中等阻力矿井： $R_{\max} = 0.16$; $A_{\min} = 2.99$ 。

表 8-3 通风容易时期巷道摩擦阻力计算
Tab.8-3 Air draught easy time system friction drag table

井巷名称	支护	$\alpha \times 10^{-4}$	L m	U m	S m^2	S^3 m^6	R_{fr} ns^2/m^8	Q m^3/s	Q^2 $(m^3/s)^2$	h_{fr} pa
副井	砌碹	31.4	480	20.41	33.2	36594.368	0.000841	90.96	8273.72	6.96
井底车场	砌碹	31.4	525	14.6	14.7	3176.523	0.007577	88	7744.00	58.68
轨道大巷	锚喷	68	590	14.6	14.7	3176.523	0.018440	68	4624.00	85.27
轨道上山	锚喷	68	875	13.6	12.8	2097.152	0.038586	60	3600.00	138.91
运输石门	锚喷	72	215	13.6	12.8	2097.152	0.010039	56	3136.00	31.48
区段运输平巷	锚喷	68	100	15.4	13.5	2460.375	0.004256	54	2916.00	12.41
采煤工作面	支架	76	220	15.5	14.25	2893.641	0.008956	50	2500.00	22.39
区段回风平巷	锚喷	65	100	15.4	13.5	2460.375	0.004068	54	2916.00	11.86
回风石门	锚喷	72	300	13.6	12.8	2097.152	0.014008	60	3600.00	50.43
回风大巷	锚喷	72	1135	13.6	12.8	2097.152	0.052995	90.96	8273.72	438.47
回风井	砌碹	31.4	180	17.27	23.7	13312.053	0.000733	90.96	8273.72	6.07
风硐	砌碹						0.002188	90.96	8464.00	18.52

表 8-4 通风困难时期巷道摩擦阻力计算
Tab.8-4 Air draught hard time system friction drag table

井巷名称	支护	$\alpha \times 10^{-4}$	L m	U m	S m^2	S^3 m^6	R_{fr} ns^2/m^8	Q m^3/s	Q^2 $(m^3/s)^2$	h_{fr} pa
副井	砌碹	31.4	480	20.41	33.2	36594.368	0.000841	90.96	8273.72	6.96
井底车场	砌碹	31.4	525	14.6	14.7	3176.523	0.007577	88	7744.00	58.68
轨道大巷	锚喷	68	590	14.6	14.7	3176.523	0.018440	68	4624.00	85.27
轨道上山	锚喷	68	875	13.6	12.8	2097.152	0.038586	60	3600.00	138.91
运输石门	锚喷	72	215	13.6	12.8	2097.152	0.010039	56	3136.00	31.48
区段运输平巷	锚喷	68	1120	15.4	13.5	2460.375	0.047670	54	2916.00	139.01
采煤工作面	支架	76	220	15.5	14.25	2893.641	0.008956	50	2500.00	22.39
区段回风平巷	锚喷	65	1200	15.4	13.5	2460.375	0.048822	54	2916.00	142.36
回风石门	锚喷	72	300	13.6	12.8	2097.152	0.014008	60	3600.00	50.43
回风大巷	锚喷	72	1135	13.6	12.8	2097.152	0.052995	90.96	8273.72	438.47
回风井	砌碹	31.4	180	17.27	23.7	13312.053	0.000733	90.96	8273.72	6.07
风硐	砌碹						0.002188	90.96	8464.00	18.52

8.5 通风设备的选择

8.5.1 矿井主要扇风机选型计算

矿井的通风设备包括主扇和电动机，须先选主扇，然后选电动机。

1)选择通风机的基本原则：

选择通风机一般应满足一水平各个时期的阻力变化，并适当照顾下水平，当阻力变化

较大时，可参考分期选择电动机，但初装电动机的使用年限不宜少于 10 年；应留有一定的余量，轴流式通风机在最大设计风量和风压时，叶片安装角度一般比允许使用值小 5 度；在通风机的服务年限内，其矿井最大和最小阻力的工作点均应在合理工作范围内；考虑风量调节时，应尽量避免采用风硐闸门调节。

2) 通常用扇风机的个体特性曲线来选择，确定通风容易时期和困难时期两个主扇的工况点：

计算通风容易时期的主扇风压：

$$h_{fr\min}=985.76, \text{ Pa}$$

计算通风困难时期主扇的风压为：

$$h_{fr\max}=1310.48, \text{ Pa}$$

通过主扇的风量：

$$Q_f=1.1Q=1.1\times90.96=100.06, \text{ m}^3/\text{s}$$

则工况点 (h_f, Q_f) ,容易时为 (985.76, 72.50); 困难时为 (1310.48, 81.25)

FBCDZ-10-No. 24B-2 \times 120kW 风机性能曲线

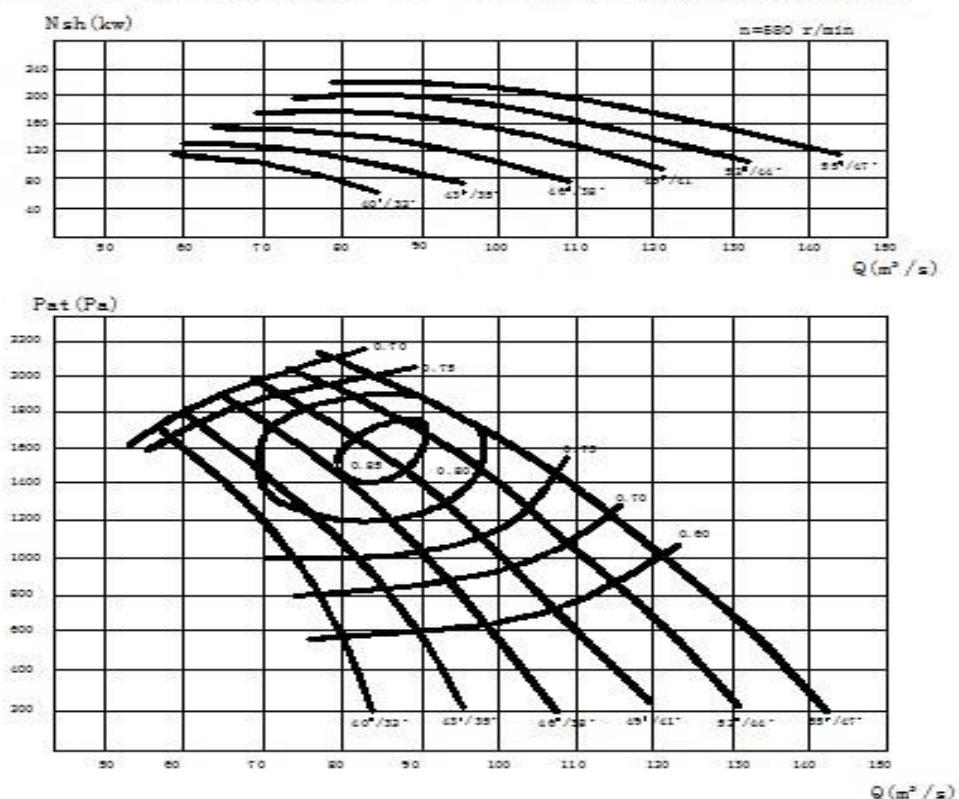


图 8-5 风机性能曲线示意图

Fig.8-5 Performance curves of the fan

3) 通常用扇风机的个体特性曲线来选择，确定通风容易时期和困难时期两个主扇的工况点：

计算通风容易时期的主扇风压：

$$h_{frmin} = h_{rmin} - h_{\eta a} = 985.76 - 100 = 885.76, P_a$$

式中： $h_{\eta a}$ —通风容易时期帮助主扇的矿井自然风压取 100P_a。

计算通风困难时期主扇的风压为：

$$h_{frmmax} = h_{rma} + h_{\eta a} = 1310.48 + 100 = 1410.48, P_a$$

式中： $h_{\eta a}$ —反主扇风压的矿井风压取 100, P_a。

4) 选型：

根据以上所得的两组数据，在扇风机个体特性曲线图表上选择合适的主扇。使两组数据构成的两个时期的工况点均落在扇风机个体特性曲线上合理范围内。

扇风机的个体特性曲线的合理工作范围：

a 扇风机实际风压，不超过最大风压的 0.9 倍，轴流式扇风机不允许工作点落在马鞍形区域内，静压效率低于 0.6；

b 扇风机动轮转数不超过额定转数；

c 轴流式扇风机最大 θ 为 45 度；

d 一级动轮轴流式扇风机 $\theta \geq 10$ 度，二级动轮 $\theta \geq 15$ 度。

综上所述，确定选择 FBCDZ—8No.22B 型扇风机。工作点在服务期间内都在高效率范围内，即满足通风的要求。

8.5.2 选择电动机

根据通风容易时期和困难时期的主扇输入功率计算电动机输出功率，选择电动机为 JS137-10 型异步电动机。

8.5.3 总耗电量

1) 年耗电量（主扇）

$$\begin{aligned} I_{mf} &= [(N_1 + N_2) \times 365 \times 24] / [(\eta_e \eta_v \eta_l \eta_t) \times 2] \\ &= [(175 + 125) / 2 \times 365 \times 24] / [(0.92 \times 0.8 \times 0.95 \times 1.0) \times 2] \\ &= 939645.31 (\text{Kw} \cdot \text{h}/\text{a}) \end{aligned} \quad (8-13)$$

式中： N_1 、 N_2 一年内最大和最小的主扇输入功率， N_1 取 155Kw， N_2 取 115Kw；

η_e —主扇电动机的效率，取 0.92； η_v —变压器的效率，取 0.8；

η_l —电线的输电功率，取 0.95; η_t —传动功率，直接传动取 1.0;

2) 局扇年耗电量

$$I_{cf}=n \times N \times 365 \times 24 = 4 \times 28 \times 365 \times 24 = 981120(\text{Kw}\cdot\text{h}/\text{a}) \quad (8-14)$$

式中: n—局扇个数; N—局扇功率, 取 28Kw;

3) 各类扇风机一年内总耗电量

$$I_s=I_{mf}+I_{cf}=939645.31+981120=1826800.78(\text{Kw}\cdot\text{h}/\text{a}) \quad (8-15)$$

4) 每吨煤耗电量

$$I=I_s/T=1826800.78/1800000=1.07(\text{Kw}) \quad (8-16)$$

式中: T: 设计年产量, 1.8M/a;

8.6 灾害防治综述

本矿井煤层自然发火期为 3~6 个月, 发火期较短, 煤尘爆炸指数为 39.5%, 有煤尘爆炸的危险性。为了保证安全生产, 设计本着“安全第一, 预防为主”的思想针对井下火灾, 煤尘爆炸, 瓦斯爆炸等重大灾害提出了相应的防治措施。

8.6.1 井底火灾及煤层自然发火的防治措施

- 1) 井底车场, 主要大巷及机电设备硐室均采用不燃材料支护;
- 2) 在井下主要巷道安装了自动监测装置及消防注水系统;
- 3) 火灾隐患严重地点(井口、机电硐室)分别装置消火栓灭火器;
- 4) 在各井风口设有防火门, 机电设备硐室设有放火栅栏两用门;
- 5) 井下胶带输送机均使用阻燃性胶带, 各胶带大巷机头硐室设有自动灭火系统;
- 6) 为预防采空区自燃, 采空区全部采用灌浆处理, 平巷采用喷浆处理, 扇风机和井下设有反风装置, 必要时可进行局部或全矿井反风;
- 7) 矿井生产期间, 必须有专人负责, 检查和维护井上、下安全设施, 保证其完好无损, 符合要求。

8.6.2 预防煤尘爆炸措施

- 1) 减少生产运输中煤尘在空气的浮尘量;
 - a 加强通风管理;
 - b 喷雾洒水和清洗巷道;
 - c 防止煤尘引燃;
 - d 设防爆水幕等, 限制煤尘爆炸范围扩大。

8.6.3 避灾路线

当工作面发生瓦斯事故时避灾路线为：

工作面→区段运输平巷→轨道石门→采区上（下）山→采区下部车场→轨道大巷→井底车场→副井→地面

当工作面发生水灾事故时避灾路线为：

工作面→区段回风平巷→回风石门→运输上山→回风大巷→地面

9 矿井运输与提升

9.1 概述

矿井运输与提升是矿井生产中十分重要的环节，因此要合理的确定矿井运输提升系统，正确地选择和计算矿井各环节的运输与提升设备，以保证设计矿井的经济性和合理性。

本设计矿井的生产能力为 1.80Mt/a，平均日产量 6000.0t，矿井提升工作制度为 16 小时/日，年设计工作日为 330 天。大巷内采用皮带为主运输，辅助运输采用绞车牵引的 KZB-8/900 型电机车。采区内运煤采用皮带运输机，工作面的煤由区段运输平巷的皮带运至运输石门经溜煤眼和运输上山到采区煤仓，再由采区运输大巷至井底煤仓，最后到地面。

9.2 采区运输设备的选择

9.2.1 采区运输平巷皮带的选择

采区生产率 (t/h):

$$A = D \times K / N \times T = 6000.0 \times 1.5 / (2 \times 4) = 1125 \text{ t} \quad (9-1)$$

式中： T—采煤机正常工作时间，取 t=4h;

N—采煤班个数；

D—采区平均日产量，D=6000.0t;

K—工作面运输不均衡系数，取 K=1.5；

取煤炭在皮带上的煤积角为 18°，选用 DSP-1063/1000 伸缩带式输送机，作为采区运输的煤炭运输设备，其运输能力为 1500t/h，带速为 2.0m/s，电动机功率为 300×2kw。

下面求为满足带速要求的皮带进行验算：

由《固定机械》^[12]中式得：

$$V = A / (K \times C \times r \times B \times B) \quad (9-2)$$

式中： K—断面系数，取 K=500

C—倾角系数，取 C=1

B—带宽，取 B=1.7m

r—煤的散落容重，取 r=1.2t/m³

则 V=375/(500×1×1.2×1.7×1.7)=0.22m/s<2m/s

由此可以看出所选皮带的速度可以满足要求。

采区运输上山皮带选择同采区运输平巷皮带。

9.2.2 轨道辅助运输的选择

依据：由辅助运输工作量——矸石占产量的 10%，掘进煤量占产量的 3%，坑土、支架、轨道等占产量的 5%，分别为 600t/日，180t/日，300t/日。

查《采煤机械化成套设备手册》^[5]选取 JW21200/60 型绞车，其规格如下：

表 9-1 JW21200/60 型绞车规格
Tab. 9-1 JW21200/60 mine hoist ordinance

卷筒直径 mm	宽 度 mm	最大静拉力 Kg	最大静拉力差 Kg	钢丝绳直径 mm	速 度 m/s
1600	1400	3500	3000	21.5	0.75-1.0

9.2.3 工作面刮板输送机的选择

采煤机械化要求输送机除了完成运煤、清理机道浮煤外，还要求它能在输送机上设置电缆卷和水管等装置、采煤机的牵引装置并且要求溜槽耐磨同时具有可弯曲性。

(1) 选用 SGZ—760/630 型刮板输送机，其运输能力为 900t/h，其主要技术特征如下：

a 根据我国目前采煤机的实际牵引速度为 0.4—5.0m/min，这样综采工作面的最大生产能力为：

$$A = 60 \times H \times B \times V \times I \times K \quad (9-3)$$

式中： A—工作面小时生产能力， t/h；

H—采高， 8.6m；

B—截深， B=0.8m；

V—采煤机牵引速度， 0- 2.5m/min；

λ —煤的容重， 取 $\lambda=1.35 \text{ t/m}^3$ ；

K—工作面运输不均衡系数， 取 K=1.2；

则 $A=60 \times 8.6 \times 0.8 \times 2 \times 1.35 \times 1.2=668.7 \text{ t/h}$

刮板输送机的具体规格及配套电机等参见第六章。

9.2.4 运输平巷转载机和皮带机选择

1)根据《采煤机械化成套设备手册》^[10]

a 采区转载机的输送能力要与工作面刮板输送机的输送能力相匹配，一般应稍大于工

作面刮板输送机的能力。

b 宜采用桥式结构。

根据上述条件，本设计选用 SZZ—764/160 型桥式转载机，运输能力为 1000 吨/小时，其铺设长度为 30 米。

转载机具体参数如下：

表 10-1 SZZ—764/160 转载机
Tab10-1 Loader SZZ—764/160

出厂 长度 m	输送 能力 t/h	链 速 m/s	有效重 叠长度 m	刮板 形式	刮板 间距 mm	总 重 t	中部槽尺 mm	电动机 功率 Kw	电压 V
37.8	1000	2	16	双中链	1000	32.6	1500×764×222	160	1140

9.3 主要巷道运输设备的选择

因为设计矿井大巷比较直，为高产机械化矿井，宜选用胶带输送机运煤。胶带输送机可实现煤炭运输连续化。并能采用各种传感器，微处理机对运输机的工作状态，各给煤点工作量进行监测，监控，实现自动化控制。为简化运煤系统，降低运输成本，可选用 SSJ/M-1200 伸缩带式输送机。输送机胶带强度高，单机运输距离长，系统简单。

9.4 提升

9.4.1 选型的一般原则^[11]

- 1) 对于年产量大于 60 万 t 的大中型矿井，由于提升煤炭几辅助提升工程量均比较大，一般均设主副井两套提升设备。
- 2) 一般情况下，主井均采用箕斗提升，如有特殊情况要求，也可以采用罐笼提升。
- 3) 为了提高生产率，中型以上矿井，原则是都采用双钩提升。
- 4) 根据我国情况，对于年产量 90 万 t 及以上的大型矿井，以采用多绳摩擦提升系统为宜。

9.4.2 主井提升设备的选择

(1) 设计参考依据：

- 1) 矿井年产量为 1.80Mt/a，矿井年工作日为 330 天，日提升 16h；
- 2) 矿井第一开采水平，水平在 -400m，提升高度 550m，水平服务年限为 39.52 年；

- 3) 采用底卸式箕斗，卸载水平与井口高差 20m；
- 4) 装载水平与井下运输水平高差 20m；
- 5) 矿井电压为 6kV；
- (2) 提升容器的选择

- 1) 经验提升速度

$$V_j = 0.4(H)^{1/2} \quad (9-4)$$

式中： V_j —经验提升速度； H —提升高度 ($H = H_s + H_x + H_z$)；
 H_s —矿井深度，m； H_x —卸载水平与井口高差，取 20m；
 H_z —装载水平与运输水平高差，取 20m。

则经验提升速度 $V_j = 0.4 \times (510+20+20)^{1/2} = 9.4 \text{ m/s}$

- 2) 经验提升时间：

$$T_j = V_j / a + H / (V_j + u + Q) \quad (s) \quad (9-5)$$

式中： V_j —经验提升速度，9.4m/s； H —提升高度，550m；
 a —提升加速度，暂取 0.5 m/s^2 ；
 u —提升容器爬行阶段附加时间，对于箕斗取 10s；
 Q —提升容器提升终了的休止时间，箕斗选为 12t，休止时间为 12s。

则经验提升时间 $T_j = 9.4 / 0.5 + 510 / 9.4 + 10 + 12 = 96 \text{ s}$

- 3) 一次经验提升量

$$Q_j = \frac{A \times C \times a_f \times T_j}{3600 \times t \times b_r} \quad (\text{t/次}) \quad (9-6)$$

式中： A —矿井年产量，1.80Mt/a；
 C —主提升设备的提升不均匀系数，有井底煤仓取为 1.10；
 a_f —富裕系数，主井提升设备对第一水平留有 1.2 的富裕系数；
 t —提升设备日工作小时数，16h；
 b_r —提升设备年工作日数，330 天。

则一次经验提升量 $Q_j = 1800000 \times 1.10 \times 1.2 \times 96 / 3600 \times 16 \times 330 = 12 \text{ t/次}$

- 4) 选取标准箕斗

表 9-1 箕斗参数表
Tablet.9-1 Table of Skip parameters

型号	名义载重	有效容积 m ³	自重 t	全高 m	两箕斗中心距 m
		V _r	Q _Z	H _r	S
JDG-16/110×4	16t	25	15	17.6	2.8

5) 根据有效容积计算一次实际提升量:

$$Q = r \times V_r \quad (\text{t}) \quad (9-7)$$

式中: r—煤的集散密度, 取为 0.9t/m³

则一次实际提升量 Q = 0.9 × 25 = 22.5t

6) 所需一次提升时间:

$$T = \frac{3600 \times Q \times b_r \times t}{C \times A \times a_f} = (3600 \times 22.5 \times 330 \times 16) / (1.10 \times 1800000 \times 1.2) = 180\text{s} \quad (9-8)$$

7) 所需一次提升速度

$$V_1 = \frac{a[T - (U + q)] - \sqrt{a^2[cT - (U + q)]^2 - 4aH}}{2}$$

$$= \frac{0.7[180 - (10 + 12)] - \sqrt{0.7^2[180 - (10 + 12)]^2 - 4 \times 0.7 \times 550}}{2} = 3.6(\text{m/s}) \quad (9-9)$$

(3) 提升钢丝绳选择

选三角股钢丝绳, 6Δ (24) 股 (0+12+12) 绳和股纤维芯, -32.5 型钢丝,

(4) 提升机选择:

表 9-2 提升机参数表
Tablet.9-2Table of upgrading electric motors parameters

主导轮 直径 m	导向轮 直径 m	最大提升钢丝绳速度 m·s ⁻¹	张力 N	最大钢丝绳张力差 N	提升机旋转部分变位质量 Kg	导向轮变位质量 Kg	允许最大转速 r/min	减速器
D _m	D _d	V						
3.25	3	12	441000	137200	17050	3060	750	ZHD2R-140

选择 JKM-3.25/4(II)-10.5 型多绳摩擦提升机, 其主要参数如下:

减速器最大输出扭矩: 411600N·M;

(5) 提升电动机的选择

选 YR1250-8/1430 型异步电动机, 其参数如下:

表 9-3 电动机技术参数表
Tablet.9-3Table of electric motors technical parameters

额定功率 kw	转速 ne	过负载系数 <i>I</i>	转子飞轮力矩 N · M2	效率 <i>n d</i>	额定电压 V	台数 台
1250	742	1.91	GD2	17187	0.93	6000

9.4.3 副井提升

(1) 根据矿井实际需要，本设计副井提升容器选用双层四车多绳罐笼，其技术特征及规格如下表：

图 9-4 立井多绳双层普通罐笼
Table 9 -4multi-rope double shaft cage of the ordinary

	GLMY-1×2/2	GLSY-1×2/2	GLG-1.5×2/2
罐道型式	木罐道	钢丝绳罐道	刚性罐道
笼断面尺寸 mm	1800×1150	1800×1080	3600×1080
笼总高(近似值) mm	6860	6200	7938
自重 kg	2760	2895	5471
终端载荷 kg	7210	6235	12311
允许乘人数	18	24	24
型号	MG1.1-6A	MG101-LA	MG1.7-LA
适用矿车	名义载重 车数	1 2	1.5 2
阻车器型式	异侧进出车	异侧进出车	同侧进行
矿车轨距 mm	600	600	600

(2) 根据经验及估算，本副井选择 JKM-3.25/4(II)-10.5 型多绳摩擦提升机，其主要参数如下：

表 9-5 多绳摩擦机参数表
Tablet.9-5Table of more Shengmo shining machine parameter

主导轮直径 m Dm	导向轮直径 m Dd	最大提升速度 m · s ⁻¹ V	钢丝绳最大张力 N 441000
3.25	3	12	
钢丝绳最大张力差 137200N	旋转部分变位质量 17050Kg	导向轮变位质量 3060Kg	最大允许转数 750r/min
传动方式：双电机		减速器型号：ZHD2R-140 型	

(3) 提升电动机选择两台 YR630-10/1180 异步电动机，其技术参数为：

表 9-6 电动机技术参数表
Tablet.9-6 Table of electric motors technical parameters

同步旋转速度	过负载系数	效率
--------	-------	----

r • min-1		
592	1.94	0.92

(4) 提升作业有关规定:

《安全规程》规定:

- 1) 最大班工人的下井时间, 立井一般不超过 40 分钟, 提升人员的时间按井下人员的 50% 计算, 升降其他人员的时间按井下工人时间的 20% 计算。
- 2) 提升矸石量, 最大班按日出矸的 50% 计算。
- 3) 运送火药及雷管时, 应分开运, 并采取安全措施, 为保障安全, 运送硝化甘油类炸药或雷管时, 速度不得超过 2m/s, 降送其它火药不得超过 4m/s;

各项休止时间:

- 1) 进出车为 36 秒;
- 2) 出材料为 60 秒;
- 3) 升降人员为 4 分钟;
- 4) 装设备的平板车为 60 秒;
- 5) 长材料双侧进出车为 40 秒;
- 6) 炸药雷管为 4 分钟;

10 矿井排水

10.1 矿井涌水

10.1.1 概述

本井田位于铁法煤田中西部，西靠调兵山和大江屯丘陵，北部和南部为山前洪积平原，地势平缓，自西向东微倾，平均地表标高 80m。西起法库县红土砬子的季节性河流——新开河在井田中间流过，东部为冲积平原。矿井正常涌水量 $45.10\text{m}^3/\text{h}$ ，估计最大涌水量 $50.25\text{m}^3/\text{h}$ 。

10.1.2 矿山技术条件

矿井年产量为 180 万 t/年，矿井开采深度：-400 米，副井井口标高为+80 米。

煤矿排水是保证煤矿安全生产的重要环节之一，它不仅关系到矿井能否正常生产，同时关系到煤矿工人的生命安全和国家的财产安全，因此，必须在思想上给予足够的重视。

本设计排水系统选择为分段排水，现只对上山部分的排水系统进行设计，即+80m 以上的全部涌水。由井底车场附近的中央水泵房一次排到地面。一部分矿井水可以作为地面灌浆站用水，排水管路沿副井井筒敷设到井口。

10.2 排水设备的选型计算

1) 水泵最小排水能力计算

根据《规程》规定，每组水泵的排水能力必须在 20 小时以内将一昼夜的正常涌水排除。故正常涌水时，工作水泵最小排水能力应为：

$$\begin{aligned} Q_b &= 24 Q_r / 20 \\ &= 24 \times 45.1 / 20 \\ &= 54.12 \text{ m}^3/\text{h} \end{aligned}$$

其中： Q_r —矿井正常涌水量， m^3/h

最大涌水时，工作水泵的排水能力应为：

$$Q_b = 24 Q_{rm} / 20 = 24 \times 50.25 / 20 = 60.3 \text{ m}^3/\text{h}$$

其中： Q_{rm} —矿井最大涌水量， m^3/h

2) 水泵扬程的估算

根据： $H_b = k (H_p + H_x)$

式中： k —管道损失系数，取 1.1

H_p —排水高度，取井筒垂高，480 m

H_x —吸水高度， $H_x=6$ m

$$\therefore H_b = 1.1 \times (480+6) = 534.6 \text{ m}$$

3) 水泵型号及台数的确定

根据 Q_b 、 H_b 及矿井水的 PH 值，确定水泵总台数。根据规定，井下涌水量大于 $50 \text{ m}^3/\text{h}$ 时，主要排水设备（水泵主管）至少要装两组，一组工作，一组备用，还要有轮换检修用的水泵。选择 200D43×9 型多段式离心式水泵，其规格如下表：

10-1 水泵技术特征表
Table 10-1 pumps technical characteristics

流 量	扬 程	允 许 吸 程	配 带 电 机	装 机 功 率
m^3/h	m	m	台	Kw
200	500	9	JSQ18/4	600

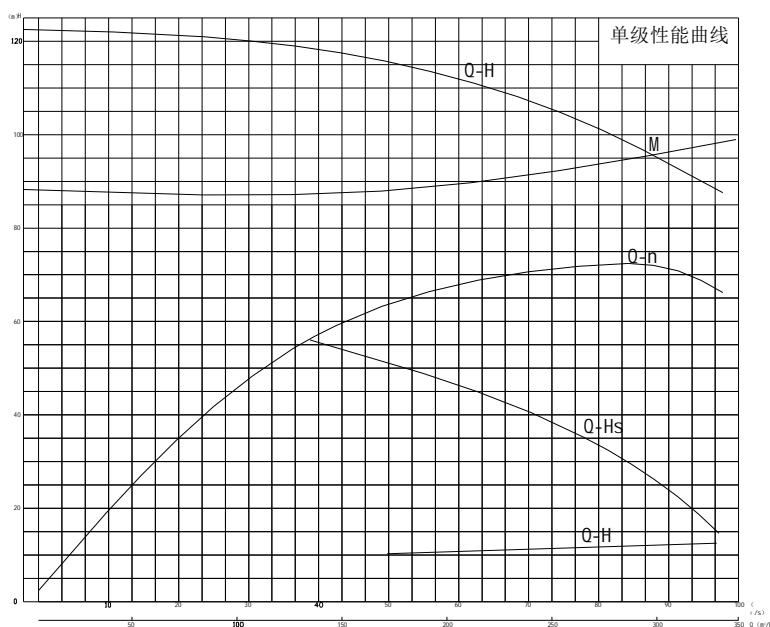


图 10-1 200D43×9 型水泵工况点

Fig.10-1 200D43×9 water pump

正常涌水时的工作水泵台数：

$$n_1 = Q_b / Q_n = 54.12 / 200 = 0.27 \quad \text{取 } n_1 = 1 \text{ 台}$$

备用水泵台数： $n_2 = 1 \times 70\% = 0.7$ 取 $n_2 = 1$ 台

最大涌水的工作水泵台数：

$$n_1' = 60.3 / 200 = 0.30 \quad \text{取 } n_1' = 1 \text{ 台}$$

由于 $n_1' < n_1 + n_1'$ 满足要求

检修泵： $n_3 = n_3 \times 25\% = 0.25$ 取 $n_3 = 1$ 台

故水泵总数为 $n = n_1 + n_2 + n_3 = 1 + 1 + 1 = 3$ (台)

10.3 水泵房的设计

10.3.1 水泵房的设计要求

矿井的主排水泵房应设在井底车场副井附近。主要设计原则：

- 1) 运输巷道有朝向井底车场的坡度，便于惊吓涌水沿运输巷道的排水沟流往水泵房附近的水仓。
- 2) 副井一般都是进风井，靠近副井的水泵房将有足够的新鲜风流，有利于电机的冷却。
- 3) 连通水泵房的副井井筒的斜巷出口处有平台，罐笼可停靠在平台处装卸设备，为便于运输，斜巷内可设钢轨及手摇绞车。
- 4) 减少排水管长度，从而减小阻力损失。
- 5) 水泵房地面标高比井底车场轨面高 0.5 米，地面应向吸水井一侧有 1‰ 的坡度。

10.3.2 水泵房规格尺寸的计算

水泵应顺着水泵房轴向排列，泵房轮廓尺寸应根据安装设备的最大外形尺寸、通道宽度和安检条件等确定。

1) 水泵房长度

$$L = nL_0 + L_1(n+1) = 3 \times 4.27 + 2 \times (3+1) = 20.81(\text{m}) \quad (10-1)$$

式中：n—水泵台数，取 3； L_0 —水泵机组长度，取 4.27m；

L_1 —机组净空距离，取 2m；

2) 水泵房宽度

$$B = b_0 + b_1 + b_2 = 1.75 + 2 + 1 = 4.75(\text{m}) \quad (10-2)$$

式中： b_0 —水泵基础宽，取 1.75m；

b_1 —水泵基础到轨道侧墙壁距离，取 2m；

b_2 —水泵吸水侧到该侧墙壁的距离，取 1m；

2) 水泵房高度

泵房的高度应满足检修时的要求。

由手册查得并结合实际情况：泵房的高度为 4.2m。

3) 水泵房支护方式及设备

本设计水泵房支护方式采用锚喷支护，泵房起重设备采用 24#工字钢梁。

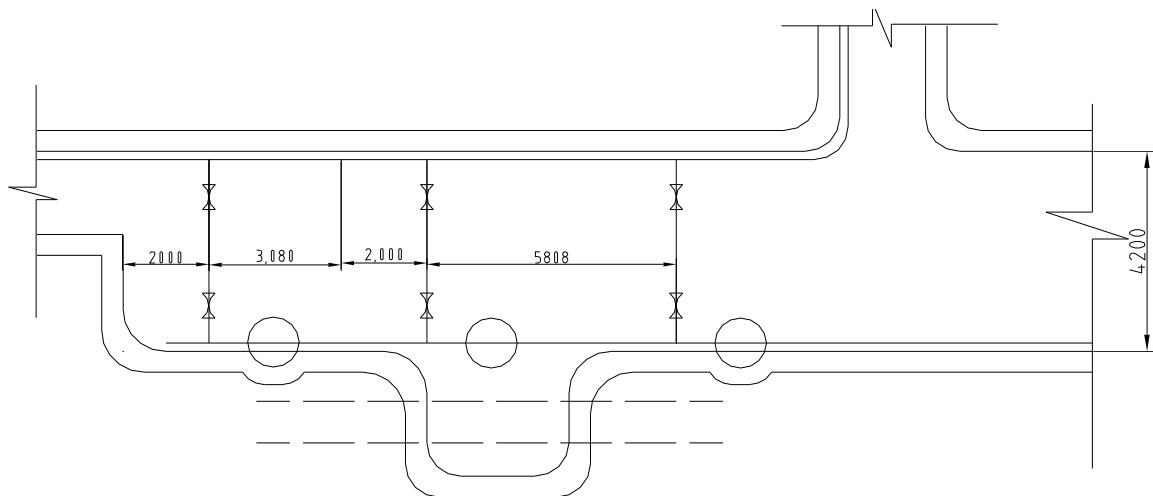


图 10-2 水泵房
Fig.10-2 water pump room

10.4 水仓设计

10.4.1 概述

本矿井主要水仓有两个独立的巷道组成，一个主仓，一个副仓。其作用是储存矿水，当用水量产生波动时或排水设备发生故障而停泵时，起到储存调节的作用，另一个是起沉淀泥砂的作用，本设计将水仓布置在水泵房的一侧。

10.4.2 水仓容量及尺寸

根据《设计规程》，正常涌水在 $1000\text{m}^3/\text{h}$ 及其以下时，主要水仓的容量能容纳矿井 8 小时的正常涌水量。本矿井正常涌水量为 $45.10\text{m}^3/\text{h}$ ，故水仓容量为：

$$V=45.10 \times 8 = 360.8\text{m}^3$$

为了使涌水中的泥沙得到充分沉淀，在水仓中流速应不大于 $0.003\sim0.007\text{ m/s}$ ，水速取 0.005m/s ；在水仓中的流动时间应不少于 6h ，故每个水仓的长度最小为：

$$L=3600Vt=3600 \times 0.005 \times 6=108\text{ m} \quad (10-3)$$

在本设计中取其长度为 120 m 。

设计取标准巷道断面，净断面为 9m^2 ，设计掘进断面为 10.89m^2 ，宽 3.3m ，高 3.3m ，采用砌碹支护。另外，水仓顶板的标高应低于水仓入口处水沟的底板标高，清理水仓由人工来完成。所以水仓内设有轨道，水仓入口处还设有小绞车做清理水仓时提升矿车之用。

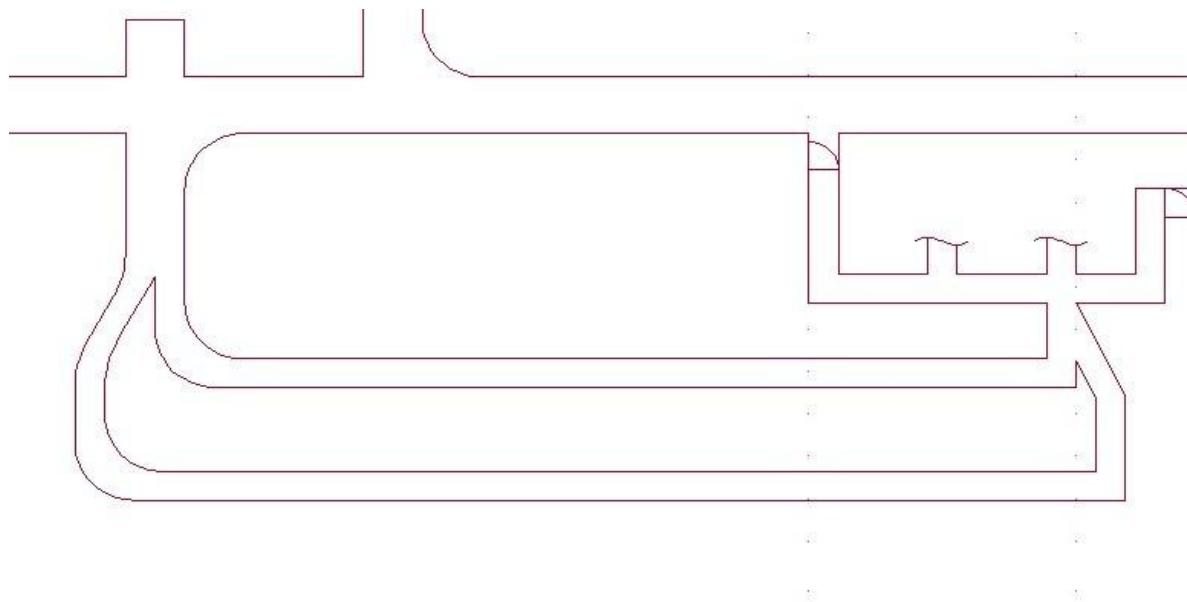


图 10-3 水仓
Fig.10-3 water pump room

10.4.3 水仓清理方式

水仓一般三、四个月清理一次，为减轻工人劳动强度，本设计水仓采用电耙清理。

11 技术经济指标

11.1 全矿人员编制

根据《煤炭工业设计规范》有关规定，结合本矿井的实际情况，本矿井的全员效率初定为2.5吨/工，由此确定矿井出勤人数如下：

1)确定原煤生产人员出勤人数

$$\text{原煤生产人员出勤人数} = \frac{\text{矿井年产量}}{\text{矿井全员效率}} = \frac{180 \times 10^4}{330 \times 10} = 546(\text{人}) \quad (11-1)$$

2)确定原煤管理人员出勤人数

$$\begin{aligned} \text{原煤管理人员出勤人数} &= \text{原煤生产人员出勤人员} \times \text{原煤管理人员出勤人数占原煤生} \\ &\text{产人员出勤人数的百分比} = 546 \times 10\% = 55(\text{人}) \end{aligned} \quad (11-2)$$

3)确定原煤生产工人出勤人数

$$\begin{aligned} \text{原煤生产工人出勤人数} &= \text{原煤生产人员出勤人数} - \text{原煤管理人员出勤人数} \\ &= 546 - 55 = 491(\text{人}) \end{aligned} \quad (11-3)$$

4)确定井下工人出勤人数

$$\text{井下工人出勤人数} = \text{原煤生产工人出勤人数} \times 80\% = 491 \times 80\% = 393(\text{人}) \quad (11-4)$$

5)确定井上工人出勤人数

$$\begin{aligned} \text{井上工人出勤人数} &= \text{生产工人出勤人数} - \text{井下工人出勤人数} \\ &= 491 - 393 = 98(\text{人}) \end{aligned} \quad (11-5)$$

6)井上工人在籍人数

$$\begin{aligned} \text{井上工人在籍人数} &= \text{井上工人出勤人数} \times \text{定员系数} \\ &= 98 \times 1.65 = 162(\text{人}) \end{aligned} \quad (11-6)$$

$$\text{式中：定员系数} = \frac{7}{5 \times 0.85} = 1.65, 0.85 \text{ 为工人计划出勤率；}$$

$$\begin{aligned} 7) \text{井下工人在籍人数} &= \text{井下工人出勤人数} \times \text{定员系数} \\ &= 393 \times 1.65 = 649(\text{人}) \end{aligned} \quad (11-7)$$

$$\begin{aligned} 8) \text{原煤生产工人在籍人数} &= \text{井上工人在籍人数} + \text{井下工人在籍人数} \\ &= 162 + 649 = 811(\text{人}) \end{aligned} \quad (11-8)$$

$$\begin{aligned} 9) \text{原煤管理人员在籍人数} &= \text{原煤管理人员计划出勤人数} / \text{原煤管理人员计划出勤} \\ &\text{率} = 55 / 0.97 = 57(\text{人}) \end{aligned} \quad (11-9)$$

10)全矿原煤生产在籍人数

$$57+811=6=868 \text{ (人)} \quad (11-10)$$

11)服务人员数

$$868 \times 10\% = 87 \text{ (人)} \quad (11-11)$$

12)其他人员数

$$868 \times 2\% = 18 \text{ (人)} \quad (11-12)$$

13)全矿在籍人数

$$868+87+18=973 \text{ (人)} \quad (11-13)$$

11.2 劳动生产率

11.2.1 采煤工效

$$n_1 = \frac{\text{采面日产量}}{\text{采面昼夜出勤工数}} = \frac{6000}{79} = 75.95 \text{ (t/工)} \quad (11-14)$$

11.2.2 井下工效

$$n_2 = \frac{\text{采面日产量}}{\text{每日井下出勤工人数}} = \frac{6000.0}{393} = 15.27 \text{ (t/工)} \quad (11-15)$$

11.2.3 生产工人效率

$$n_3 = \frac{\text{采面日产量}}{\text{每日生产工人出勤人数}} = \frac{6000.0}{491} = 12.22 \text{ (t/工)} \quad (11-16)$$

11.2.4 全员效率

$$n_4 = \frac{\text{采面日产量}}{\text{每日原煤生产人员出勤人数}} = \frac{6000.0}{564} = 10.64 \text{ (t/工)} \quad (11-17)$$

11.3 成本

11.3.1 工作面成本

1) 吨煤工资

根据现场收集资料，井下回采工作面工人工资按月 4000 元计算：

$$\text{工人月工资总额} = 79 \times 4000 = 316000 \text{ (元)} \quad (11-18)$$

式中：79 为工作面计划日出勤人数；

$$\text{吨煤工资} = \frac{\text{工人月工资总额}}{\text{工作面月产量}} = \frac{316000}{165000} = 1.92 \text{ (元/t)} \quad (11-19)$$

2) 材料消耗费表

11-1 材料消耗费用表
Tablet.11-1 Table of material consumption costs

序号	材料消耗	单价 (元 · 单位 ⁻¹)	总价 (元 · 万吨 ⁻¹)
坑木/m ³	3.5	500	1750
截尺/个	30	40	1200
乳化液/ Kg	50	12	600
油脂/ Kg	35	16	560
锚杆	160	60	9600
合计			13710

$$\text{吨煤消耗} = 13710 / 10000 = 1.37 \text{ (元/t)} \quad (11-20)$$

3) 机械折旧费用，本设计工作面选择的是一整套设备，价值 4800 万，平均使用年限 15 年。

$$\text{吨煤折旧费} = \frac{\text{设备月折旧费}}{\text{工作面月产量}} = \frac{266666.7}{6000.0} = 44.44 \text{ (元/t)} \quad (11-21)$$

4) 吨煤动力消耗

割一刀按以 2 小时计算，电费按 1.2 元/度计算，各电器设备具体消耗见下表：

表 11-3 设备电耗费用表^[11]
Tab.11-3 Equipment power consumption fee table

序 号	设备名称	数 量	功 率 kw	割一刀电 费 /元
1	采煤机	1	500	1200
2	转载机	1	160	384
3	刮板输送机	1	250	600
4	胶带输送机	1	160	384
5	乳化液泵站	1	30	72
合 计				2640

$$\text{吨煤电费} = \frac{\text{割一刀电费}}{\text{一刀出煤量}} = \frac{2587.2}{240 \times 0.6 \times 4.5 \times 1.35 \times 0.93} = 1.76 \text{ (元/t)} \quad (11-22)$$

11.3.2 采区工作面成本

采区工作面吨煤成本

=吨煤工资+吨煤材料消耗量+吨煤设备折旧费+吨煤动力费用

$$=1.92+1.37+44.44+1.76=49.49(\text{元/t})$$

(11-23)

11.4 全矿技术经济指标

表 11-4 全矿主要技术经济指标表

Tablet.11-4 Table of all mine main technological and economic indicators tabl

序号	项目	指标
	煤层号	5、10
1	可采煤层	总厚度 11.0m
	倾角	平均 13°
	走向长度	4.01m
2	井田境界	倾向长度 3.95m
	面积	15.86km ²
3	储量	工业储量 2.41 亿 t
	设计可采储量	1.56 亿 t
4	年产量	年产量 180 万 t
	及服务年限	服务年限 61.92 年
5	开拓及开拓方式	立井多水平开拓
	开 采	水平数目 2
6	水 平	水平标高 -400
		数 目 3
7	井 筒	直 径 6.5 m、6.5m、5.5m
		深 度 530m、500m、180m
8	基建工程量	比较大
9	建井期限	2.0 年
10	采 煤 方 法	S1、S2、S3 N1、N2、N3 采区 走向长壁采煤法
11	顶板管理方法	全部跨落法
12	机械化程度	综采 综掘
13	工作面长度	190m
14	同时生产工作面	1 个
15	同时生产采区数目	1 个

16		巷道掘进率	1.35 万/t
17	回采率	采区	75%
		工作面	85%
18		运输方式	皮带运输
19		回风方式	风井回风
		提升机类型	JDG-16/110×4
	主井	提升容器	箕斗
		电机容量	450kW
20	提升	提升机类型	GDS-3×2/150×4
	副井	提升容器	罐笼
		电机容量	450kW
21		瓦斯等级	高瓦斯矿井
		通风方式	中央边界式
		总风量	5457.7m ³ /min
22	通风	负压	985.76-1310.55Pa
		扇风机类型	FBCDZ—10No.24B
		电机容量	240kW
		井下工效	15.27t/工
23	效率	采煤工效	75.95t/工
		生产工效	12.22t/工
		全员工效	10.64t/工
24		工作面直接成本	49.49 元/t

12 结论

在晓明东 6 矿新井设计过程中，通过对该矿煤层赋存条件及顶、底板岩性的特点的深入研究和比较，初步确定了煤层的开采方法、大巷的布置方式、矿井通风和排水的布置方式等。在整个开拓准备和回采过程中均采用综合机械化工艺，实现了综采与综掘同步发展，大幅提高生产效率。同时，重点研究高产高效矿井的开拓部署与巷道布置系统的优化，采用先进的采煤工艺和管理技术，使生产系统大为简化。

本矿区储量丰富，年产将达到 1.80Mt/a，服务年限 61.94 年，符合相关的法律法规，达到国家要求安全生产的各项标准。采用“三八”工作制，根据煤层的赋存条件，整个井田采用立井多水平的开拓方式，煤层间距比较小，采用集中上山布置，采区上山与煤层区段平巷采用石门连接，这样可以缩短建井工期，使得工作面尽早的投产，同时降低了后期的运输和管理成本。

通过经济技术比较和建井工期方面的考虑，井田采用集中大巷布置方式，并在每个煤层中布置煤层运输和轨道上山，巷道两侧留设一定的保护煤柱。在煤层开采后期，集中回收，尽量考虑到了“多采煤，少损失”的原则。整个回采过程均采用综合机械化采煤工艺，选用的设备为 ZYS4000/15/35 支撑掩护支架，MWG200(250)/500-CD 型采煤机，SGZ—764/630 型刮板运输机，使矿井能够在一矿一井一面的条件下达到生产能力。井田设三个井筒，采用中央边界式通风，通风方式为抽出式通风，主井采用箕斗提煤，副井采用罐笼提升兼输送人员，辅助运输采用防爆电机车为动力的标准矿车。

通过这次的毕业设计，使得我对煤矿的设计过程有了基本的掌握，同时巩固了专业知识，锻炼了计算机绘图的操作能力，为以后的设计工作打下了坚实基础。

致谢

经过紧张忙碌的几个月后，我按时完成了毕业设计，从中学到了很多新的专业的知识，通过理论联系实际，已经建立了矿井的整体模型，对以后从事采矿专业打下了扎实的基础。在毕业设计过程中，学校为我创造各种学习条件，采矿工程系的各位老师更是不辞辛劳、地为我们耐心指导，指导老师李刚等多位老师曾多次利用课余休息时间帮我看图，我每次遇到问题他都能够帮助我及时的解决，并纠正我的错误，使我设计的效率、准确率大大提高。在此，特别对李老师表示感谢。本实习设计中，同学们密切合作，共同努力，一起解决各种难题，表现出了良好的团队合作和自我奉献精神。

同时也感谢采矿教研室的其他老师，在设计过程中。他们给了我很大的帮助。我的论文中仍存在很多不足之处，真诚地希望老师能给与批评和指正。

参考文献

- [1] 能源部.煤矿安全规程.北京:煤炭工业出版社, 2008
- [2] GB 50215—94, 煤炭工业设计规范.北京:中国计划出版社, 1994
- [3] 徐永圻.煤矿开采学.徐州:中国矿业大学出版社, 1999
- [4] 陈炎光, 徐永圻.中国采煤方法.徐州:中国矿业大学出版社, 1991
- [5] 徐永圻.中国采煤方法图集.徐州:中国矿业大学出版社, 2008
- [6] 孙宝铮, 刘吉昌.矿井开采设计.徐州:中国矿业大学出版社, 2008
- [7] 魏同主.煤矿矿井采矿设计手册.北京:煤炭工业出版社
- [8] 钱鸣高, 刘听成.矿山压力及控制.北京:煤炭工业出版社
- [9] 黄元平.矿井通风.徐州:中国矿业大学出版社, 1986
- [10] 武同振, 赵宏珠, 吴国华.综采综掘高档普采设备选型配套图集.徐州:中国矿业大学出版社, 1993
- [11] 牛树人, 陈滋平.煤矿固定机械及运输设备.北京:煤炭工业出版社, 1998
- [12] 煤炭井巷工程综合预算定额.北京:煤炭工业出版社
- [13] 刘吉昌.矿井设计指南.徐州, 中国矿业大学出版社, 1994
- [14] 煤矿矿井采矿设计手册编写组. 煤矿矿井采矿设计手册. 北京 煤炭工业出版社. 1984
- [15] 《中国煤炭工业产品大全》委员会. 中国煤炭工业产品大全机电产品卷. 北京, 煤炭工业出版社, 1993
- [16] 阜新矿业学院.井巷工程(第4分册).北京:煤炭工业出版社, 2008
- [17] Peng, S.S.Chiang,H .S. Longwall Mining.JohnWiley & Sons.Inc.2006
- [18] The development of coal mining methods [M].society of mining engineers of the American Institute of mine,German,2000.
- [19] Y.H.OU.Y.Wu,On fuzzy differentied equeations,Fuzzy sets and systems,2004(32)

附录 A

Use of Mine Ventilation Exhaust as Combustion Air in Gas-Fired Turbo-Electric Generators

I. INTRODUCTION

METHANE is contained under pressure within the micropores,joints, and fractures of coalbeds. During mining,additional fractures are formed in the highly stressed or relaxedzone of the mining area [1], [2], and gas flows through the network of cracks contained within the coal structure and adjacent strata toward any low-pressure region, usually the working face, gob area, or bleeder system. Methane is a safety hazard, because at low concentrations in air (5%–15%) it is explosive and, at high concentrations, it is a suffocating gas.

Some methods of degasification in advance of and during the mining process can partially alleviate the hazard and produce commercial quality methane. Vertical wells, in-mine horizontal wells, and gob wells all reduce the methane content of the coal and produce either high-quality or medium-quality methane. Vertical wells drilled into the coal seam from the surface are used to remove methane prior to mining. These

wells are like other natural gas wells, and they produce salesquality methane. In horizontal degasification, underground horizontal wells are drilled into solid blocks of coal (typically before longwall mining) as the mine development progresses. These wells also produce sales-quality gas, albeit in lower quantities. Finally, gob wells are surface wells used to tap the methane that collects in the caved and abandoned areas of the mine that are created by longwall mining. In some mines, these gob wells also produce sales-quality gas, sometimes in massive quantities, although eventually the quality decreases as air from the mine enters the gob and mixes with the methane. Eventually, the heating value of the gob well gas decreases below the pipeline specifications, although it can still be used as on-site fuel.

Unfortunately, the foregoing methods do not reduce the methane in underground mines to safe levels. Ventilation air is still needed to dilute the remaining methane to the Mine Safety and Health Administration (MSHA) mandated level of 1% or less, and the dilute stream is discharged to the atmosphere through mine fans as waste. Even with premining drainage,

the dilute methane-and-air mixture may still contain as much as 60% of the total gas energy that was initially present in the coal. An estimation of the total methane production expected from the Jim Walter Resources Blue Creek Mine Number 5 (JWR No. 5) during its life is presented in Table I. JWR No. 5 is the study mine for this project and, although it is one of the gaggiest mines in the country, it is typical of the Black Warrior Basin of Alabama. It is expected that the mine will produce about 70×10 ft of commercial methane from vertical, horizontal, and gob wells, but an additional 64×10 ft will be emitted to the atmosphere in the ventilation stream.

To put these amounts in perspective, consider that the U.S. produced 18×10 ft of natural gas in 1993. In that same year, the state of Alabama produced about 281×10 ft, about 110×10 ft of which came from coal bed methane (1994 figures). In comparison, about 56×10 ft of methane was emitted in Alabama mine exhaust in 1990. That emitted methane represents about \$84 000 000 in lost revenues to the coal mines and about \$4 200 000 in lost severance tax to the state.

The economic loss associated with this methane is impressive, but the potential environmental impact is sobering. Pound for pound, methane is considered by some to have 24.5 times the global warming potential of carbon dioxide. Compared with commercial electric power generation in Alabama, mineventilation air represents more than twice the atmospheric emissions of CO equivalents.

II. METHANE SALVAGE STRATEGY

The four JWR mines in the Black Warrior Basin are particularly gassy, and they emit about 1 500 000 ft /min each from seven ventilation fans. The total volume of methane emissions in this ventilation air is impressive, but economic extraction is probably not feasible, because of the awesome volume of air and the small fraction of methane in the air stream (less than 1%, by law). For instance, if the gas stream were to be cooled and liquefied and sold as components (nitrogen, oxygen, and methane), the nitrogen stream from a single vent shaft at the JWR mines would supply the entire U.S. demand for liquid nitrogen.

Although it is unlikely that methane could be economically extracted from a mixture of 1% methane and air, it is relatively simple to add sufficient methane to create a combustible mixture and then use this upgraded mixture to fuel an electrical generating plant. The JWR mines produce a copious supply of sales-quality gas, both from premine drainage wells and from gob wells, that could be used to upgrade the vent gas into a combustible mixture. Furthermore,

the upgrading gas does not need to be high quality. At mines where low- or medium-quality gob gas is presently vented to the atmosphere, the gas could also be salvaged and mixed with the vent air to produce a combustible mixture. Using low- or medium-quality upgrading gas would reduce methane emissions from two sources, mine exhaust shafts and gob wells.

To exploit the ventilation gas resource, a power plant should be located at the mine mouth, thereby minimizing transportation costs. It should also be portable, since the exhaust fans are occasionally moved during the life of the mine. Furthermore, the plant should be capable of burning lean fuel-air mixtures and producing an exhaust gas that is essentially methane free. A turbine engine satisfies these requirements. Gas-fired turbo-generator units that are skid mounted for portability are available in various sizes, based on the required generating capacity. These turbines run on volumetric fuel-air mixtures of from 1.2% (idle) to 4.8% (full power) methane and combust 85% of the methane in the feed air and 100% of the methane in the upgrading gas. Furthermore, a typical skid-mounted turbine of this type produces about 3.4 MW, an amount serendipitously close to the power requirements (3500 hp) of a single ventilation fan at a JWR mine, thus making for an ideal demonstration project.

III. DESIGN CONSIDERATIONS

Mine-mouth power stations using ventilation air as combustion air are certainly feasible, but there are some problems that must be investigated through testing and demonstration. These problems include integration of the system with the existing ventilation fans, gas/air stream content monitoring and mixing, turbine metallurgy, distribution of the power, noise abatement, environmental impact, and mine safety.

As currently envisioned, the power plant will require no alterations to the existing ventilation system. An inlet placed in the evas'e of the fan will induce a portion of the ventilation air into a duct carrying the air to a turbine situated outside the 100-ft limit imposed by the MSHA. A scrubber will be located in the duct to remove any particulates that could damage the turbine's internal components (Figs. 1 and 2).

Monitoring and mixing controls will also be required. The vent stream from the mine will vary in methane content over time and, if low- or medium-quality upgrading gas is mixed with the ventilation air, it will also vary in methane content. In order to run a turbine on variable quality air and methane fuel, the control system will monitor the methane content in each stream

and feed this information to control valves to maintain the proper fuel-air ratio. If for any reason the ventilation air exceeds the 1% methane limit, then monitoring takes on some additional significance. The proposed turbine can operate at an idle condition with a volumetric mixture of 1.2% methane and 98.8% air. So, in the event of a temporarily rich ventilation stream, the turbine could run with no additional makeup gas, preventing shutdown. Therefore, the monitoring and control system must also provide for dilution with ambient air or provide some other mechanism of overspeed control.

The proposed turbines use about 85% of the inlet air for combustion, and 15% is bypassed for cooling. The cooling air presents another technical problem. This air will be moisture laden and contaminated with methane. At the turbine operating temperature, water and methane can react to form small amounts of hydrogen and carbon monoxide. While the carbon monoxide is of little concern (it will likely react with oxygen to form carbon dioxide in the exhaust stream), the hydrogen could be a source of hydrogen embrittlement in the highstrength alloys used to construct the turbine. Thus, the turbine metallurgy will have to be examined and may have to be modified.

The output shaft of the turbine can drive the input shaft of a generator connected to the local utility grid at the exhaustshaft location. If the turbine/generator set is located at the fan installation, then a direct connection to the utility is available.

For a test unit, the entire output can be consumed by the mineventilation fan. However, in the long run, the most serious impediment to the project may be the need to develop a working relationship between the mine and the local electric utility company that will allow for economical distribution of the generated power into the grid.

Unfortunately, turbine engines can be very loud (comparable to a jet taking off). Therefore, it will be necessary to take into account the location in relation to nearby municipalities. This is not a new problem [3], since ventilation fans are also very noisy, but it does merit consideration and may eliminate turbines from some locations.

The potential for environmental damage exists in all largescale engineering projects. However, much of the proposed package is very similar to standard natural gas-fueled turbogenerating tations emplaced elsewhere. Thus, the environmental

assessment can be based on previous work, modified to accommodate the unique features of the proposed power station. In at least one vital feature, the proposed station will have significantly less impact than does a normal station of the same size. The net greenhouse gas emissions will be negative, since methane emissions will be replaced by carbon dioxide emissions, with 24.5 times less potency

IV. CONCLUSIONS

The site selected for a potential demonstration project is at the JWR No. 5, located in Alabama within eastern Tuscaloosa County. A single fan at the south fan shaft produces an average flow of about 620 000 ft /min, with an average gas content of 0.51%. The north shaft has two fans that together deliver about 1 425 000 ft /min with an average gas content of 0.52%. Together, these shafts release about 15 000 000 ft /d of methane to the atmosphere. This rate is expected to continue more or less unabated until the projected end of mining in 2010.

A small portion of this flow can be used to supply combustion air to a turbine. A standard 3.4-MW turbine-generator package is now considered to be the best candidate for a demonstration project, since its use will minimize costs and design time. A portable 3.4-MW unit can supply a single mine fan. This unit can be trucked to the site and placed on a pad, then later moved if the fan is moved. Additional facilities will include ducting, an inlet air scrubber, fuel supply, and electrical connection to the existing fan motor.

The economic assessment, based on installation of a Solar Turbines Centaur Model 40 at the JWR No. 5, shows that the proposed project appears economically attractive, even without considering the emissions-reduction benefits. This unit would produce enough power to drive a single fan, provide a profitable rate of return, and produce a 2% reduction in emissions from a single fan.

Finally, the initial market study indicates that, with the methods outlined in this report, there is the potential to generate 706–816 MW of power from mine ventilation gas in the U.S. Worldwide, if only 10% of the estimated mine methane emissions can be used for turbine power generation, this technology still has potential for generating 1689–1953 MW of capacity, with a commensurate reduction in emissions.

附录 B

矿井通风的抽排气体作为可燃性气体

在涡轮发电机中的应用

I 介绍

甲烷气体在压力的作用下存在于微孔、裂隙、以及煤层的断裂构造之中。在煤矿的采矿过程中，在地应力的增高或降低区会形成断裂。同时瓦斯气体也会通过那些煤层中相邻的断裂构造而向瓦斯压力低的地方释放，比如工作面、采空区、抽放系统等。甲烷是矿井生产中的安全隐患，因为它能够在空气中以很低的浓度（5%~15%）发生爆炸，同时它在很高的浓度下又是一种窒息性气体。

伴随矿井的开采过程，不使煤炭气化的一些方法正在研究之中。该方法能够很好的缓解煤层中存在瓦斯的危险，并且能够产生商业用途的甲烷。通过在矿井打垂直钻孔、水平钻孔、抽排钻孔等都能够减少煤层中的甲烷气体的含量并且能够产生高浓度的甲烷。在地面向煤层打垂直钻孔预先使矿井的甲烷气体发生运移，这些孔就象是天然的气井，能够产生商业用途的甲烷气体。在矿井的开采过程中，在井下沿着煤层打水平钻孔，虽然这些钻孔产生的气体浓度较低，但同样能够用于商业用途。这些抽排钻孔往往是接通工作面回采以后的采空区而进行收集采空区的瓦斯。在某些矿井，抽排钻孔中抽出的瓦斯也能够用于商业性用途。尽管该种抽出的混合气体能够作为燃料以及其浓度没有增加，但最终这种抽排孔中的气体热值还是低于管道气。

不幸的是，上述的方法并不能把地下的瓦斯减少到安全水平。仍然需要矿井通风把瓦斯的浓度冲淡到矿井安全与健康管理委员会规定的 1% 或更低的浓度以下，那些被冲淡的瓦斯没有被利用就通过风机被排放到大气中。在先期生产的矿井中，抽排的瓦斯气体中甚至包含 60% 的煤层中的气体。在研究中的 JWRNO.5 矿，伴随着矿井的整个生产周期，估计有大量的瓦斯气体放出，在阿拉巴马州的 Black Warrior Basin 地区，JWRNO.5 矿是这个国家的典型的高瓦斯矿井。这个矿井，预计从垂直钻孔、水平钻孔和采空区的抽排钻孔中能产生大约 7×10^9 立方米的商业用途的甲烷气体。另外，大约有 64×10^9 立方米的气体通过矿井通风的风流而被排放到大气中。

考虑到美国在 1993 年生产了大约 18×10^{14} 立方米的天然气，阿拉巴马州便把这些瓦斯气体作为远景的能源。同样在 1993 年在阿拉巴马州生产了大约 281×10^9 立方米的天然气，其中大约有 110×10^9 立方米来自煤层中的瓦斯气体。相比较而言，在 1990 年，阿拉

巴马州的煤矿中大约有 56×10^9 立方米的甲烷气体被抽放。目前，在这个国家因甲烷气体的释放而损失 84000000 美圆的收益和损失大约 4200000 美圆的税收。

不明确经济和甲烷气体利用之间的关系，以及对环境的影响，久而久之，因甲烷气体产生的全球变暖的温室效应被认为是二氧化碳气体的 24.5 倍。在阿拉巴马州地区，更商业性的电站比较而言，矿井通风排到大气中的甲烷气体多于目前排入大气中的二氧化碳气体的 2 倍。

II 挽救甲烷气体资源的战略

在阿拉巴马州的 Black Warrior Basin 地区的 JWRNO. 5 矿，矿井的瓦斯储量相当丰富，每 7 台矿井通风机就可以排出大约 $1500000\text{m}^3/\text{min}$ 的甲烷气体。在矿井通风中，排放瓦斯的总体积是不明确的，同时把它很经济的抽出也是不可能的，因为在令人生畏的大量通风风流中，甲烷气体的体积只是占很少的一部分（根据规定不到 1%）。例如，如果把矿井通风中的混合气体作为一种气体成分（如氮气、氧气、甲烷）那样被冷却，那么从 JWRNO. 5 矿一个单独的通风井中提供的氮气便能够满足美国对液氮的需求。

从含 1% 甲烷的混合气体中以很廉价的方式把它提取出来尽管是不可能的，但是把该种气体的浓度增加到一个易燃的水平而用于燃气发电厂却是相对简单的。在 JWRNO. 5 矿，从前期矿井抽排钻孔和采空区抽排钻孔中抽出的气体，经过提纯后都能够产生品质很高的商业性用途的瓦斯。然而，进一步的说，经过提纯后的气体浓度并不需要很高。在煤矿中等以下浓度的采空区混合气体被排放到大气中，而这种气体也能够被利用而生产出可燃的气体。利用低浓度或中等浓度的经过提纯的瓦斯，是减少甲烷向大气释放的两个重要的源头，即：利用矿井中的抽排巷和抽排钻孔。

为了利用矿井通风气体中的资源，在煤矿通风井的回风井口安设一个电站，从而能使矿井的运输成本降低到最小。这种电站应该是便于移动的，因为在整个矿井的服务期间，矿井的抽排主扇偶尔可能会需要移动。而且这种电站能够以燃烧浓度很低的甲烷气体作为燃料，并且能够促进甲烷气体的预先释放。涡轮发电机就能够很好的适用于这种情况，根据涡轮发电机的容量以及便于使用的多种尺寸，燃气涡轮发电机的很多部件都安装了可变压的装置，以便发电机能够在可燃混合气体的浓度为 1.2%~4.8% 范围内正常运行，并且在这个燃气范围内可燃混合气体的燃烧率达到 85%~100% 之间。一个典型安装此装置的电站，由此方式能够产生大约 3.4MW 的电量。在 JWRNO. 5 矿一个单独的通风主扇便能够产生大约 35000hp 的电量，这样无疑是这个项目的一个很好的宣传和示范。

III 设计需考虑的因素

在井口建立利用矿井通风排出的气体作为可燃气的发电站当然可行的，但是这样要存在对通过检测及测试的结果进行审查的问题，这些问题包括：结合已经存在的通风系统考虑使用的主扇、甲烷或空气的浓度监测及混合量、涡轮机的冶金制作工艺、电能的分配利用、噪音控制、对环境的影响、以及矿井安全等方面。

目前的设想是，井口电站不要改变已经存在的矿井通风系统，而且矿井安全与健康管理委员会还规定，在主扇的外部插入一个管道以避开主扇，同时导出矿井通风的一部分进入涡轮发电机，而且要保持 100 英尺的距离。在这个管道内部还需要安装一个清洗过滤装置，以防止那些能够损坏涡轮电机的成分进入到涡轮发电机中。

监测、监控系统也是必要的。矿井的通风风流在甲烷浓度超限的情况下，监测、监控系统将会有变化。在中、低浓度的瓦斯气体混合后监测、监控系统也能够反应这种情况的变化。为了能使各种浓度的甲烷气体和其与空气的混合气体在涡轮发电机中能够正常的运行，监控系统将时刻监测甲烷的浓度，并将这些监测、监控的信息用于控制可燃混合气体的浓度并使之在一定的比例范围之内。不管任何原因，只要矿井通风空气中的瓦斯浓度超过 1%，那么监测、监控系统将会采取一些必要的措施。建议涡轮发电机在甲烷混合气体浓度为 1.2% 或空气混合气体的浓度在 98.8% 时能够使涡轮发电机空转。于是在那些暂时风量很大的通风矿井中不要另外增加瓦斯气体成分的构成，就可保证涡轮发电机的正常运转。因此矿井的监测、监控系统对冲淡周围空气中的瓦斯气体浓度及风速超限的控制等能提供一种另外的途径。

建议涡轮发电机工作时所需要的风量取进风口进风量的 85% 作为可燃性混合气体，另外的 15% 风量用于机器自身的冷却而被排放。这部分的用于冷却的气体目前仍是个技术问题，因为该部分气体已被充分的加湿，而且被甲烷气体所污染。涡轮发电机在运行工作时应对其温度、水温、甲烷的浓度以及形成的很少量的氢气和一氧化碳能够作出反应。因为在高强度合金的涡轮发电机的内部如果有二氧化碳和氢气的混合物，在一定的条件下它们将会发生氧化还原反应使涡轮发电机受到损害，从而要对涡轮发电机进行检查和维修。

在抽排井口所在地，涡轮机通过通道输出的功率能够驱动当地电力公用事业公司电网所需输入的功率。如果涡轮机（或发电机）在主扇安装时已被安装，那么和电力公用事业公司的电网直接并网则是可能的。在测试阶段，涡轮机发出的电都将被消耗在矿井通风的主扇上，然而，从长远看，这个项目的最大障碍可能是应该需要加强同当地的电力公司和煤矿之间的联系与合作，以便分配电站并网后所带来的经济利益上的分配问题。

不幸的是，涡轮发电机的噪音很大。因此参与附近当地政府的财政预算是必要的，这

个问题已经不是什么新问题了，因为不仅矿井通风主扇的噪音很大，而且从某些地方来说，这种方式的电站也确实应该被淘汰。这样的工程项目对环境造成的潜在的危害是广泛的，因此，一整套的类似于规范天然气发电站的建议被提出，这样，对环境危害的评价应基于在此之前的工作，并对此作出适当的修改以适应与该种电站发电的特点。减少对于有同样规模的普通电站的冲击，那些充满生机特点的建议将是非常有意义的。由于甲烷气体释放所引起的温室效应是二氧化碳的 24.5 倍，因而其它产生温室效应气体来源的网路因甲烷的替代而被忽略。

IV 结论

在图斯卡拉萨州东部阿拉巴马地区的 JWRNO.5 矿，该矿被选中成为这个具有潜在能力的示范项目。在该矿南风井的一个单个主扇就能够排出大约 620000 立方米/分钟的风量，其中甲烷气体的浓度在 0.51%，北风井的两个主扇大约能排出 1425000 立方米/分钟的风量，其中甲烷气体的平均浓度为 0.52%。两者加起来，至少向大气中排放了 15000000 立方米/分钟的甲烷。这个比例被期望能够保持到 2010 年该矿井的结束。

在这部分风流中，只有很少量的被供于涡轮机发电。一个标准的 3.4KW 的涡轮发电机被认为是对这个示范项目是最合适的。因为它能够提供一个单个的矿用风机用电。涡轮发电机被运到现场安装在一个平台上，以便于适应以后主扇的移动。附属的设备还应包括导管、空气滤清器、燃料供给装置以及同主扇发动机相连接的电器设备。在 JWRNO.5 矿，依据“安装太阳能涡轮发电机中心”40 号标准的估计，这个项目即使在考虑因释放减少的利润的情况下，也还有着很积极的经济意义。矿井通风的这部分气体中包含着足够的电能以驱动矿井的主扇，有着很好的经济回报，并且从单个的主扇中能减少 2% 的废气的排放。

总的来说，在这篇报告提出的概要性的方法和在先期的市场调查中表明，在美国，矿井通风中存在的瓦斯气体中潜在着 706~816MW 的发电能量。世界范围内，如果矿井通风中释放的甲烷气体的 10% 被利用于涡轮机的发电，那么该项技术还将有 1689~1953MV 的装机容量，同时也相当程度的减少了甲烷气体的释放。

前言	1
1 矿区概述及井田特征	2
1.1 矿区概述	2
1.2 井田及其附近的地质特征	2
1.2.1 矿区地层	2
1.2.2 区域构造	4
1.2.3 地质构造	4
1.2.4 水文地质	6
1.2.5 岩浆活动	8
1.3 矿层质量与矿层特征	8
1.3.1 各煤层的分布特点和顶底板岩性	8
1.3.2 煤的物理性质	9
1.3.3 煤的化学性质	9
1.3.4 瓦斯	10
2 井田境界及储量	11
2.1 井田境界	11
2.1.1 井田边界	11
2.1.2 保护煤柱留设	11
2.1.3 邻近矿井情况	11
2.1.4 边界合理性	11
2.2 井田的储量	12
2.2.1 井田储量的计算原则 ^[7]	12
2.2.2 井田的工业储量	12
2.2.3 矿井的设计储量	13
2.2.4 矿井的设计可采储量	13
3 矿井设计生产能力及服务年限及一般工作制度	15
3.1 矿井年产量及服务年限	15
3.1.1 矿井年产量	15
3.1.2 矿井的服务年限	16
3.2 矿井的一般工作制度	16
4 井田开拓	17
4.1 井筒形式及井筒位置的确定	17
4.1.1 确定开拓方式的主要依据	17
4.1.2 开拓方式的确定原则 ^[3]	17
4.1.3 井筒形式的确定	18
4.1.4 井筒数目及位置的确定	18
4.2 开采水平的设计	23
4.2.1 开采水平的划分	23
4.2.2 水平划分的依据	23
4.2.3 水平高度的确定	23

4.2.4 设计水平储量及服务年限.....	24
4.2.5 设计水平大巷位置 ⁽³⁾	24
4.2.6 大巷的数目和用途及规格.....	24
4.2.7 大巷运输方式	28
4.3 井底车场	28
4.3.1 井底车场形式	28
4.3.2 采区准备方式及尺寸的确定.....	30
4.3.3 采区划分的合理性.....	31
4.3.4 开采顺序	31
4.4 井下硐室位置、规格尺寸及支护方式	32
4.5 开拓系统综述	35
4.5.1 矿井开拓系统	35
4.5.2 生产系统	35
4.5.3 瓦斯抽放系统	36
4.6 移交生产时井巷的开拓位置、初期工程量	36
5 采区巷道布置.....	38
5.1 设计采区的地质概况及煤层特征	38
5.1.1 采区在矿井中的位置及界限.....	38
5.1.2 煤层地质特征	38
5.1.3 采区范围及工业储量.....	38
5.1.4 采区生产能力及服务年限.....	39
5.2 采区形式及重要参数的确定	40
5.2.1 采区形式的确定	40
5.2.2 采区上山数目、位置及用途.....	40
5.3 采取区段划分、采区巷道	40
5.3.1 区段的划分	40
5.3.2 采区巷道布置、支护方式.....	40
5.4 采区车场及硐室	44
5.4.1 采区车场	44
5.4.2 采区硐室	44
5.5 采区生产系统	44
5.5.1 采准系统	44
5.5.2 通风系统	45
5.5.3 运输系统	45
5.5.4 排水系统	45
5.6 采区开采顺序	45
5.7 采区的巷道掘进率、采区回采率	46
5.7.1 采区的巷道掘进率.....	46
5.7.2 采区回采率	46
6 采煤方法.....	47
6.1 采煤方法的选择	47
6.1.1 选择的依据	47
6.1.2 选择的要求	47

6.1.3 采煤方法的确定	47
6.2 主采层的煤层赋存条件、煤层结构及围岩条件	48
6.2.1 赋存条件	48
6.2.2 围岩情况	48
6.3 工作面长度的确定	48
6.3.1 按通风条件核定	49
6.3.2 按工作面生产能力验算工作面长度	49
6.3.3 按刮板输送机能力校验工作面长度	50
6.4 采煤机械的选择和回采工艺的确定	50
6.4.1 采煤机械的选择	50
6.4.2 配套设备选型	53
6.4.3 回采工艺的确定	54
6.4.4 工作面布置	56
6.5 循环方式的选择及循环图表的编制	57
6.5.1 循环方式的确定	57
6.5.2 循环图表的编制	57
6.5.3 劳动组织表	57
6.5.4 机电设备	59
6.5.5 技术经济指标	60
7 建井工期及开采计划^[16]	60
7.1 建井工期及施工组织设计	60
7.1.1 施工队伍的人员配备	60
7.1.2 建井工程量	60
7.1.3 工程排队及施工组织排队	63
7.1.4 建井工期及工程排队	63
7.2 开采计划	64
7.2.1 开采顺序	64
7.2.2 开采计划	64
8 矿井通风	65
8.1 概述	65
8.2 矿井通风方式与通风系统的选择	65
8.2.1 通风方式的选择	65
8.2.2 通风方法的选择 ^[9]	66
8.3 总风量的计算与风量分配	67
8.3.1 矿井总进风量	67
8.3.2 回采工作面所需风量的计算	67
8.3.3 掘进工作面所需风量	68
8.3.4 硐室所需风量的 ΣQ_d 的计算	69
8.3.5 其他巷道所需风量	70
8.3.6 风量的分配	70
8.4 矿井总风压及等积孔的计算	71
8.4.1 计算的原则	71

8.4.2 计算方法	73
8.4.3 计算等积孔	73
8.5 通风设备的选择	74
8.5.1 矿井主要扇风机选型计算	74
8.5.2 选择电动机	76
8.5.3 总耗电量	76
8.6 灾害防治综述	77
8.6.1 井底火灾及煤层自然发火的防治措施	77
8.6.2 预防煤尘爆炸措施	77
8.6.3 避灾路线	78
9 矿井运输与提升.....	79
9.1 概述	79
9.2 采区运输设备的选择	79
9.2.1 采区运输平巷皮带的选择	79
9.2.2 轨道辅助运输的选择	80
9.2.3 工作面刮板输送机的选择	80
9.2.4 运输平巷转载机和皮带机选择	80
9.3 主要巷道运输设备的选择	81
9.4 提升	81
9.4.1 选型的一般原则 ^[11]	81
9.4.2 主井提升设备的选择	81
9.4.3 副井提升	84
10 矿井排水.....	85
10.1 矿井涌水	86
10.1.1 概述	86
10.1.2 矿山技术条件	86
10.2 排水设备的选型计算	86
10.3 水泵房的设计	88
10.3.1 水泵房的设计要求	88
10.3.2 水泵房规格尺寸的计算	88
10.4 水仓设计	89
10.4.1 概述	89
10.4.2 水仓容量及尺寸	89
10.4.3 水仓清理方式	90
11 技术经济指标.....	91
11.1 全矿人员编制	91
11.2 劳动生产率	92
11.2.1 采煤工效	92
11.2.2 井下工效	92
11.2.3 生产工人效率	92
11.2.4 全员效率	92
11.3 成本	92

11.3.1 工作面成本.....	92
11.3.2 采区工作面成本.....	94
11.4 全矿技术经济指标	94
12 结论.....	96
参考文献.....	98
附录 A.....	99
附录 B	104
