

山西兴盛鸿发煤业600Kt/a矿井
改造工程矿建工程

施
工
组
织
设
计

河南煤炭建设集团有限责任公司
二零一一年七月十三日

前言

山西兴盛鸿发煤业位于介休市张兰镇石场坊村，行政区划属张兰镇管辖，其井田地理坐标为：东经 $112^{\circ} 12' 00''$ — $112^{\circ} 13' 30''$ ，北纬 $37^{\circ} 00' 30''$ — $37^{\circ} 01' 30''$ 。该矿西北距大运公路及南同蒲铁路张兰火车站 12km，有简易公路相通，交通较为便利，该矿现开采 4、5 号煤层，现实际生产能力 30 万 t/a，兼并重组后的矿井生产能力为 60 万 t/a。设计矿井采用立井开拓，全矿井布置 3 个井筒，在井田东部新建主、副立井，利用鸿发煤业主斜井作为兼并重组整合后的回风斜井，由于主斜井井筒断面小，利用原副斜井井筒段与主斜井并列回风，副斜井井筒安设台阶扶手作为平安出口通道，刷大主斜井井口段安设主通风机，布置平安出口和防爆门。

我们认为：就本公司的技术水平、装备能力和近几年来积累的煤矿施工经验，我们完全有能力平安、优质、快速、高效地完成该矿井工程的施工任务，并到达或超过业主对工期和质量的要求。我们按照工程特性及施工要求，以十分认真的态度和对该工程高度负责的精神，编制了本工程施工组织设计。施工组织设计大纲编制依据：

(1) 《山西兴盛鸿发煤业矿井兼并重组整合工程初步设计》

(2) 《煤矿井巷工程质量验收标准》〔GB50213-2010〕；

(3) 《煤矿井巷工程施工标准》〔GB50511-2010〕；

(4) 《钢筋混凝土工程施工质量验收标准》；

(5) 《钢筋锥螺纹接头技术规程》〔JGJ109-96〕；

(6) 《煤炭工业建设工程质量技术资料管理规定》；

(7) 《煤矿平安规程》〔2009 年版〕；

(8) 《钢筋混凝土工程检验评定标准》；

(9) 《煤矿井巷工程质量验收评定标准》；

(10) 《煤矿井巷工程施工质量标准及检验评级方法》；

(11) 《混凝土结构工程施工质量验收标准》〔GB50204-2002〕；

(12) 《钢筋焊接及验收标准》〔JGJ18-84〕；

(13) 《工程测量标准》〔GB50026-93〕；

(14) 《矿井质量标准化检验标准》；

(15) 《建筑机械使用平安技术规程》〔JGJ33-86〕；

(16) 《施工现场临时用电平安技术标准》〔JGJ46-88〕；

(17) 《建设工程施工现场供用电平安标准》〔GB50194-93〕。

目 录

1 工程概况.....

1.1 交通位置.....

1.2 自然地理概况.....

1.3 矿井工程概况.....

1.4 工程地质特征.....

1.5 水文地质特征.....

2 施工准备及场地布置.....

2.1 施工条件.....

2.2 临时设施工程.....

2.3 措施工程.....

2.4 施工场地布置.....

2.5 施工准备工作.....

3 主要单位工程施工方案、施工方法及施工顺序.....

3.1 施工方案确实定.....

3.2 机械化配套方案.....

3.3 主要单位工程施工工艺及施工方法.....

3.4 施工防治水措施.....

3.5 冬、雨季施工和防风、沙及防雷电施工措施.....

3.6 主要单位工程施工顺序.....

4 施工辅助系统.....

4.1 提升系统.....

4.2 运输系统.....

4.3 排水系统.....

4.4 供水系统.....

4.5 悬吊钢丝绳的选型.....

4.6 供风系统.....

4.7 供电系统.....

4.8 信号、通讯、照明及电视监控系统.....

4.9 通风系统.....

5 劳动组织、进度指标及工期.....

5.1 劳动组织.....

5.2 施工工期.....

5.3 工期保证措施.....

6 施工技术管理、平安质量及文明施工管理措施.....

6.1 施工技术管理及组织管理措施.....

6.2 平安保证体系及平安保证措施.....

6.3 质量保证体系及质量保证措施.....

6.4 文明施工及环境保护措施.....

6.5 文明施工措施.....

6.6 环境保护措施.....

7 一期工程施工主要机械设备一览表.....

1. 工程概况

1.1 交通位置

山西兴盛鸿发煤业位于介休市张兰镇石场坊村，行政区划属张兰镇管辖，其井田地理坐标为:东经 112° 12′ 00″ —112° 13′ 30″ ，北纬 37° 00′ 30″ —37° 01′ 30″ 。该矿西北距大运公路及南同蒲铁路张兰火车站 12km，有简易公路相通，交通较为便利。

1.2 自然地理概况

本井田位于沁水煤田西北缘，所在区域属太岳山(霍山)北西麓的延伸局部，北邻晋中盆地，总体地势呈南高北低，最高点位于井田东南角山梁，标高 1132m，最低点位于井田中部沟谷中，标高 968m，高差 164m，属于丘陵区。

本本区属大陆性气候，冬寒夏暖，春季多风，秋季凉爽，四季清楚。年平均最高气温 17.1° C，年平均最低气温-5.5° C，历年平均气温 10.9° C，极端最高气温为 38° C，极端最低气温为-21.6° C。

根据近十年(1997-2007 年)本区的降雨量统计，年降水量平均为 571.85mm。每年以六、七、八、九四个月的降水量最大，年最大降水量 886.4mm，年最小降水量为 242.3m。年最大蒸发量 2285.1mm，月最大蒸发量为 407.1mm，年平均湿度 6.55-9.15 毫巴，绝对最高湿度为 22 毫巴，最低 1 毫巴。

年主导风向为西北风，冬季多为西风、西北风，夏季多为东风、东南风，年平均风速 2.1m/s，冬春季风大，夏季风较小，一般风力 3—4 级。

本区霜冻期一般始于十月下旬，终于次年四月上旬，最长冻结期可达 170 余日，最大冻土深度为 80cm。初霜期为十月上旬，终霜期为第二年月四月中旬，全年无霜期 170 天左右。

根据中华人民共和国标准 GB18306—2001 《中国地震动峰加速度区划图》，本区地震烈度为Ⅷ度，地震动峰值加速度值为 0.20g。

区域地表水水系属汾河水系，流经区域的主要支流有惠济河、柳根河、官村河等，均为季节性河流。本区属黄河流域汾河水系，井田内无常年流水的河流通过，只在井田的中部与西部有几条季节性沟谷，在较大沟谷中有山间泉水溪流，平时水量不大，唯雨季山洪较大。

1.3 矿井工程概况

设计矿井采用立井开拓，全矿井布置 3 个井筒，在井田东部新建主、副立井，利用鸿发煤业主斜井作为兼并重组整合后的回风斜井，由于主斜井井筒断面小，利用原副斜井井筒段与主斜井并列回风，副斜井井筒安设台阶扶手作为平安出口通道，刷大主斜井井口段安设主通风机，布置平安出口和防爆门。由于井田西部断裂构造分布密集，根据批复的地质报告，可采资源储量分布在井田东部，本次设计在井田东部新建主、副立井。

矿井采用分列式通风方式，主立井、副立井进风。

井筒特征详见井筒特征表 1-1。

表 1-1 井 筒 特 征 表

井筒名称		主立井	副立井	
井口座标(80)	Y	19603881	19603916	
	X	4104723	4104653	

井口座标 (54)	Y			
	X			

井口标高(m)		985	985	
井筒方位角(°)		159	159	
井筒倾角(°)		90	90	
井筒斜长、垂深(m)		385	405	
井筒直径或宽度	净	5.0	7.0	
	掘			
井筒断面 (m ²)	净	19.63	38.47	
	掘			
支护	表土段砌厚度 mm	700	900	
	材料	钢筋混凝土	钢筋混凝土	
	基岩段砌厚度 mm	400	500	
	材料	素混凝土	钢筋混凝土	

主立井(新建)：井口 80 系座标：X=4104723、Y=19603881、Z=985，倾角 90°，方位角 159°，净直径 5.0m，井筒总深 385.5m，采用普通凿井施工，临时锁口段 10.5m 净直径 6.4m 井壁采用红砖砌壁，壁厚 1000mm、表土及风化基岩段 15m，井壁采用钢筋混凝土砌壁，壁厚 700mm；基岩段 360m，井壁采用素砼支护壁厚 400mm。砼强度等级为 C30。

副立井(新建)：井口 80 坐标 X=4104653、Y=19603916、Z=985，净直径 7.0m，垂深 405.5m，方位角 159°，采用普通凿井施工，临时锁口段 10.5m 净直径 8.8m 井壁采用红砖砌壁壁厚 1000mm、表土及风化基岩段 15m，井壁采用钢筋混凝土砌壁，壁厚 900mm；基岩段 380m，井壁采用钢筋混凝土砌壁、壁厚 500mm。砼强度等级为 C30。

1.4 工程地质特征

1.4.1、地层

井田大局部被第四系黄土覆盖。在沟谷中出露有二叠系上统上石盒子组地层。根据钻孔揭露情况，井田内沉积地层按由老到新赋存有：古生界奥陶系中统峰峰组，石炭系中统本溪组、上统太原组，二叠系下统山西组、下石盒子组、上统上石盒子组，第三系上新统，第四系中上更新统，现根据井田内各层层序、厚度、岩性及其变化情况由老到新简述如下：

(1) 奥陶系中统峰峰组 (O₂f)

岩性为深灰色、灰色石灰岩夹薄层状灰色泥灰岩，灰色、浅灰色白云质灰岩。顶部灰岩质纯，性脆，裂隙发育充填方解石脉，本组厚度大于 100m。

(2) 石炭系中统本溪组 (C₂b)

本组地层厚度 11.51~30.35m, 平均 25.18m。下部为黄铁矿层、铝土矿及浅灰色铝土岩、粘土岩等。上部以深黑色泥岩、砂质泥岩、细粒砂岩为主, 夹有 1~2 层石灰岩, 其中最上一层较稳定, 常相变为粗粒砂岩、泥岩。与下伏奥陶系中统峰峰组为平行不整合接触。

(3) 石炭系上统太原组 (C_3t)

本组地层厚度为 79.54~120.16m, 平均 101.95m。为一套海陆相含煤沉积建造。从沉积特征看, 太原组形成于海退过程中, 聚煤作用发生于滨岸过渡相, 海侵的发生为泥岩和煤层埋藏保存创造了条件。9 号煤层直接顶板为石灰岩就是例证。从沉积剖面看, 太原组可分为三段。

①下段 (C_3t^1): 自 K_1 砂岩底至 K_2 底灰岩底, 厚度为 20.21—47.24m, 平均 34.51m, 岩性主要为泥岩、粉砂岩、砂质泥岩及 9、10、11 号煤层组成。其中 9、11 号煤层为稳定可采煤层, 10 号煤层为不可采煤层。底部 K_1 为中细粒砂岩, 厚度为 1.00—7.60m, 平均 36.29m, 层位稳定。

②中段 (C_3t^2): 自 K_2 灰岩底至 K_4 灰岩顶, 厚度为 21.73—61.24m, 平均 44.83m, 岩性主要为石灰岩、粉砂岩、砂质泥岩及 7 号煤层组成。其中 7 号煤层为较稳定大部可采煤层, 底部 K_2 石灰岩分岔为两层, $K_2^{\text{上}}$ 石灰岩厚度为 2.15—5.46m, 平均 3.84m, 层位稳定, $K_2^{\text{下}}$ 石灰岩厚度为 2.41—4.05m, 平均 3.31m, 层位稳定。

③上段 (C_3t^3): 自 K_4 灰岩顶至 K_7 砂岩底, 厚度为 13.71—27.58m, 平均 22.61m, 岩性主要为泥岩、中、细砂岩、砂质泥岩及 5 号煤层组成, 其中 5 号煤层为不稳定大部可采煤层, K_4 灰岩厚度为 1.98—4.80m, 平均 3.03m, 层位稳定。

(4) 二叠系下统山西组 (P_1s)

为井田主要含煤地层之一, 本组地层厚度为 40.18~72.59m, 平均 58.85m, 岩性主要为黑色、深黑色泥岩、砂质泥岩, 灰色中细粒砂岩及煤层。含煤 4 层, 自上而下编号为 1、2、3、4 号, 4 号煤层为较稳定的大部可采煤层, 其余为不稳定不可采煤层, 底部中厚层状灰白色 K_7 中细粒砂岩, 厚度为 1.21—11.25m, 平均 4.06m, 与下伏太原组为整合接触。

(5) 二叠系下统下石盒子组 (P_1x)

本组地层厚度为 103.14~135.41m, 平均 120.17m, 整合于山西组地层之上。岩性主要为深灰色、灰黑色泥岩, 砂质泥岩夹薄层细砂岩组成。底部的灰色中细砂岩 (K_8) 与下伏山西组为整合接触。

(6) 二叠系上统上石盒子组 (P_2s)

底部为含砾中粗粒砂岩 (K_{10})

)为界与下伏地层整合接触，上部为紫红色、灰绿色砂质泥岩、泥岩为主夹细砂岩，中部为紫红、黄绿色砂质泥岩，灰白色砂砾、粗砂岩、泥岩为主；下部为深灰色砂质泥岩、灰绿色中粗粒砂岩及杂色砂质泥岩。本组地层厚度为 125.00~280.00m，平均 200.00m。

(7) 上第三系上新统 (N_2)

分布于井田山梁中，被中、上更新统覆盖，与下伏地层呈不整合接触。下部以黄红、桔红色粘土、亚粘土为主，夹砂砾层及钙质结核层，胶结一半胶结状。砾石为石灰岩、片麻岩及石英岩，分选不好，磨圆度较好。上部以紫红及鲜红色粘土为主，夹 3—5 层钙质结核层，粘土中含豆状锰质结核。本组厚 0—40m，平均为 20m。

(8) 第四系中上更新统 (Q_{2+3})

分布于山顶及山坡上，与下伏地层呈不整合接触，岩性一般为土黄色亚砂土、亚粘土，黄土柱状节理发育，底部含有砾石该地层厚度一般为 0—85.10m，平均为 30.00m。

1.4.2、含煤地层

井田内含煤地层主要为石炭系上统太原组和二叠系下统山西组。现自下而上分别表达如下：

(1) 石炭系上统太原组 (C_3t)

本组地层由深灰色、灰黑色泥岩、砂质泥岩、中粗粒砂岩、灰岩及煤层组成，为一套海陆交互相含煤沉积。旋回结构清楚，厚度较稳定，平均为 101.95m，横向上很稳定，从沉积特征看，太原组煤层形成于海退过程中，聚煤作用发生于滨海平原上，海侵的发生为泥岩和煤层埋藏保存创造了条件。太原组自下而上可分为三段：

下段：包括自太原组底部晋祠砂岩 (K_1) 底至 (K_2) 灰岩底之间的一段地层，厚度 20.21—47.24m，平均 34.51m。除 K_1 砂岩外，主要为：深灰色泥岩、砂质泥岩和 9、10、11 号煤层组成，9、11 号煤层为全区稳定可采煤层，10 号为不可采煤层。

中段：从 K_2 灰岩底至 K_4 灰岩底之间的一段地层。由深灰色灰岩、中细粒砂岩、砂质泥岩、粘土岩组成，厚度 21.73—61.24m，平均 44.83m。含有 7 号煤层，为较稳定大部可采煤层。

上段：包括自 K_4 灰岩底至 K_7 砂岩底之间的一段地层。岩性以深灰色砂质泥岩、泥岩为主，厚度 13.71—27.58m，平均 22.61m。含有 5 号煤层，为不稳定大部可采煤层。

(2) 二叠系下统山西组 (P_1s)

整合覆盖于太原组地层之上，为三角洲平原环境下沉积的一套由碎屑岩和煤层组成的含煤地层。自 K_7 砂岩底至 K_8 。

砂岩底，厚度 40.18~72.59m，平均 58.85m。其中下部为本组细碎屑岩富煤段，底部为 K_7 灰白色粗—细粒砂岩，厚度 1.21~11.25m，平均 4.06m，成份以石英、长石为主，分选性、磨圆度较好，水平层理~缓波状层理发育，钙质胶结，层位厚度稳定，是划分山西组与太原组地层的主要标志层。 K_7 砂岩向上为砂质泥岩、泥岩及粗、中、细、粉砂岩，含 1、2、3、4 号煤层，其中 4 号煤层为较稳定的大部可采煤层，其余均为不稳定不可采煤层。泥质岩中含丰富的植物化石碎片。底部以 K_7 砂岩与下伏地层整合接触。

1.4.3、井田构造

本井田位于山西地台中部沁水盆地西边缘。

井田地层总体为一倾向北东的单斜构造，地层倾角 $5^{\circ} \sim 13^{\circ}$ 。在此基础上发育了 17 条正断层及 1 条逆断层。

1.4.3、1、断层

井田内发育断层 18 条，17 条为正断层及 1 条为逆断层（详见表 2-1-1），现述如下：

(1) F_1 正断层：位于井田西北角，走向近东西，倾向北北西，倾角 70° ，落差 200m，井田内延伸长度 800m，区域断层。

(2) F_2 正断层：位于井田西北角，002 号钻孔附近，走向北 58° 东，倾向北 32° 西，倾角 70° ，落差 8m，井田内延伸长度 400m，钻孔揭露。

(3) F_3 正断层：位于井田中西部，走向北东，倾南东，倾角 70° ，落差 40~50m，井田内延伸 1700m。

(4) F_4 正断层：位于井田中部，自井田的西南角至东北角贯穿井田，走向北东，倾向北西，倾角 70° ，落差 30~80m，井田内延伸 2900m，1205 号钻孔揭露。

(5) F_5 正断层：位于井田中部，自井田的西南角至东北角贯穿井田，与 F_4 正断层近平行，走向北西，倾向南西，倾角 70° ，落差 50m，井田内延伸 2500m，005 号钻孔揭露。

(6) F_6 正断层：位于井田中北部， F_3 正断层南，走向近东西，倾向北北西，倾角 60° ，落差 80m，井田内延伸 2000m，001 号钻孔揭露。

(7) F_7 正断层：位于井田东南角，走向北东，倾向北西，倾角 70° ，落差 20m，井田内延伸 1400m，006 号钻孔揭露。

(8) F_8 正断层：位于井田中部， F_4 正断层和 F_5 正断层之间，与 F_5 正断层近平行，走向南北，倾向西，倾角 70° ，落差 20—30m，井田内延伸 1100m。

(9) F_9 逆断层：位于井田西部， F_4 正断层西，与 F_4 正断层近平行，走向北 10° 东，倾南 80° 西，倾角 70° ，落差 50m，井田内延伸 1550m，004 号钻孔揭露。

(10)F₁₀正断层：位于井田西南部，走向北 30° 东，倾向南 50° 西，倾角 70° ，落差 80m，井田内延伸 1350m，004 号钻孔揭露。

(11)F₁₁正断层：位于井田西南部，F₁₀正断层东北，走向北 43° 东，倾向南 47° 西，倾角 65° ，落差 10m，井田内延伸 600m，井下巷道揭露。

(12)F₁₂正断层：位于井田西南部，走向北 43° 东转南 47° 西，倾南 47° 西转北 43° 东，倾角 60° ，落差 10m，井田内延伸 400m，井下巷道揭露。

(13)F₁₃正断层：位于井田西南部，F₁₂正断层北，走向北 80° 东，倾向南 10° 西，倾角 60° ，落差 20m，井田内延伸 500m，井下巷道揭露。

(14)F₁₄正断层：位于井田西南部，F₁₃正断层北，走向北 80° 东，倾向南 10° 西，倾角 65° ，落差 10m，井田内延伸 500m，井下巷道揭露。

(15)F₁₅正断层：位于井田西南部，F₁₄正断层北，走向北东，倾向北西，倾角 60° ，落差 30m，井田内延伸 1000m，ZK2 号钻孔揭露。

(16)F₁₆正断层：位于井田中部，走向北东，倾向北西，倾角 65° ，落差 20m，井田内延伸 500m，推测断层。

(17)F₁₇正断层：位于井田东南角，F₇正断层东北，走向北东，倾向北西，倾角 70° ，落差 20m，006 号钻孔揭露。

(18)F₁₈正断层：位于井田西部边缘，走向南北，倾向西，倾角 65° ，落差 10m，井田巷道揭露。

1.4.3、2、陷落柱

井田内在开采 5 号煤层时共发现有 3 个大小不等的陷落柱。

表 2-1-2 陷落柱情况一览表

陷落柱编号	位置	长 (m)	宽 (m)	形状	备注
X ₁	004 号钻孔北部	55	35	椭圆形	5 号煤层开采中揭露
X ₂	004 号钻孔西部	50	40	椭圆形	
X ₃	X ₂ 南部	60	40	椭圆形	

1.4.3、3、井田内没有岩浆岩侵入。

综上所述，本井田内断层分布密集，构造属复杂类型。

1.4.4、煤层及煤质

(一)、煤层

1. 含煤性

井田内含煤地层主要为太原组和山西组。太原组含 5、7、9、10、11 号煤层共 5 层，其中 5、7 号煤层为较稳定大部可采煤层，9、11 号煤层为稳定可采煤层，10 号煤层为不稳定不可采煤层，本组平均厚度 101.95m，煤层平均总厚度 6.25m，含煤系数为 6.13%，可采煤层平均总厚 5.66m，可采含煤系数为 5.56%。山西组含 1、2、3、4 号煤层，4 号煤层为较稳定大部可采煤层，其余为不稳定不可采煤层。本组平均厚 58.85m，煤层平均总厚度 2.67m，含煤系数为 4.54%，可采煤层平均总厚 1.22m，可采含煤系数为 2.07%。

2、可采煤层

井田内共有 5 层可采煤层，分别为 4、5、7、9、11 号煤层。

〔二〕、煤质

井田内各煤层的物理性质大体相同，表现为黑色，条痕色为棕黑色，玻璃光泽，硬度一般为 2-3，有一定的韧性，贝壳状，参差状断口，内生裂隙较发育。

各层煤的宏观煤岩组分以亮煤、暗煤为主，镜煤次之，丝炭少量，宏观煤岩类型多为半亮型，局部为半暗型，暗淡型、光亮型较少。煤层主要为条带状结构，层状构造。

煤的显微煤岩组分在有机组分中 9、11 号煤以丝质组为主。以氧化丝质体为主，在无机组分中，各层煤均以粘土类为主，硫化物次之。

〔三〕、煤尘、瓦斯

根据矿井瓦斯预测报告：开采 4 号煤层时的最大相对瓦斯涌出量 $4.86\text{m}^3/\text{t}$ ，最大绝对瓦斯涌出量为 $3.67\text{ m}^3/\text{min}$ ；属低瓦斯矿井。该矿井煤层煤尘具有爆炸性。

1.5 水文地质特征

1.5.1、地表水系

井田位于官沟河上游，井田内无常年流水的河流通过，只在井田的中部有季节性沟谷，平时水量不大，唯雨季山洪较大。

区内各主要含水层之补给来源主要为大气降水，其特点是受气候变化及地理环境影响很大，在雨季，当大气降水渗入地下而成地下径流后，往往顺岩层倾斜方向流动，在被切割深处多以泉的形式出露，其余即潜向地层深部。

1.5.2、主要含水层

（1）奥陶系中统石灰岩岩溶裂隙含水层

本组为煤系地层之基底，岩性为海相厚层状石灰岩，主要成分为碳酸钙，因其易被水所侵蚀溶解成溶洞，在深部溶洞裂隙是相当发育的，甚至使上部岩层塌陷而成柱状陷落。从区域特征来看，本层灰岩是富水性强的岩层。另据 1996 年 10 月-1997 年 5 月由山西煤田地质二二九队在平遥普洞施工的 3 个供水井资料，推测本区奥灰水水位为 920m 标高，山西组的 4 号煤层和太原组 5、7、9、11 号煤绝大局部为带压开采煤层，因此在以后的开采过程中应注意奥灰水的突水事故。

(2) 石炭系上统太原组的灰岩岩溶裂隙含水层

本组地层在井田内没有出露，是本井田主要含煤地层之一，该组地层在井田内厚度约 112.53m，除砂岩、砂质泥岩、泥岩及煤层外，有一层发育良好，易被水溶解的海相石灰岩，即 K_2^1 (四节石灰岩)，平均厚度 2.93m，为本组主要含水层。根据温家沟 ZK10 号孔抽水资料，单位涌水量为 0.044L/s·m，水质类型为 HCO_3-Na 型，矿化度 0.43g/L。属弱富水含水层。

(3) 二叠系下统山西组裂隙含水层

含水层为中、粗粒砂岩，是 4 号煤的充水含水层，单位涌水量为 0.001L/s·m，渗透系数(K)为 0.003m/d。属弱富水含水层。

(4) 二叠系上、下石盒子组砂岩裂隙含水层

该段地层以泥岩、砂岩互层为主，但由于多接近地表，风化裂隙发育，为大气降水的入渗补给创造了条件，大局部泉水都出露于该地层中，单泉流量 0.046—0.8L/s，据温家沟 ZK10 孔抽水资料，单位涌水量 0.019 L/s·m，属弱富水含水层。

(5) 第四系松散层类孔隙含水层

中上更新统地层广泛出露于井田内的梁峁上，含水层主要为黄土底部的砾石层，连续性较差，补给条件不好，多为透水不含水岩层，局部地段含水，但含水微弱。

1.5.3、隔水层

(1) 山西组隔水层

太原组 5 号煤层下有一稳定连续的泥岩、砂质泥岩、细粒砂岩互层地层，由于山西组含水层富水性弱，所以可作为山西组煤层与太原组灰岩含水层间较好的隔水层。

(2) 本溪组隔水层

本溪组地层为一套泥岩、粘土岩、铁铝岩为主的地层，夹薄层灰岩和砂岩，砂岩一般为泥质胶结，隔水性很好，该组地层厚 11.51~30.35m，平均 25.18m。是含煤地层和奥陶系地层之间主要的隔水层。

该矿水文地质类型为中等—复杂，矿井涌水量为 $300\sim 360\text{m}^3/\text{d}$ 。

2. 施工准备及场地布置

2.1 施工条件

供电：该矿目前供电电源为 10kV 双回路供电，一回路电源引自 35KV 张兰变电站 10KV 工业专线，输电线路采用 LGJ-95mm² 钢芯铝胶线，线路长度 15km。一回路电源引自连福变电站 10KV 侧，输电线路 LGJ-95mm²，线路长度 10km。两回线路采用分列运行方式。主副井施工单位井筒施工期在地面设置临时变电所供地面、生产及生活需要；二期在井下另建立临时变电所供井下施工需要。

场地平整及进场道路：工业场地较为平整，进场道路已修通，根本满足施工单位临时工程施工。

压风：主副井在井口附近自行安装压风机，满足供风要求。

供水：该矿生活水源主要由深井水供给，生产水源主要由矿井经沉淀处理后供给，缺乏局部由生活用水补给。深井水水质好，水量丰富，埋藏浅，易开采。深井水水源丰富，能够满足矿井用水要求。

排水：场区内施工单位自行施工临时排水沟，将工业废水和矿井涌水直接排入建设单位指定的排水沟渠。

通讯：施工单位先期利用 或大功率对讲机进行通讯联系，然后接入固定 ，安装一部 12 门 程控机即可满足与建设单位间的通讯联络。

2.2 临时设施工程

尽可能的利用建设单位提供的永久建筑物，减少工程施工时临时设施的建设及费用。工程施工临时设施工程详见下表。

工程施工临时设施工程一览表

序号	工程名称	规格型号	单 位	数 量	备 注
1	材料库	彩板房	m ²	75	主、副井
2	水泥库	简易板房	m ²	200	主、副井
3	料场	砼地坪	m ²	3000	主、副井
5	更衣室	彩板房	m ²	120	主、副井
6	锅炉房	彩板房	m ²	15	主、副井
7	澡堂	彩板房	m ²	45	主、副井
8	厕所	砖木结构	m ²	60	主、副井
9	食堂	彩板房	m ²	75	主、副井
10	食堂储藏室	彩板房	m ²	15	主、副井
11	办公室	彩板房	m ²	240	主、副井
12	火药库	砖木结构	m ²	80	主、副井
13	井口值班室	简易板房	m ²	30	主、副井
14	信号房	简易板房	m ²	30	主、副井

15	木工房	简易板房	m ²	60	主、副井
----	-----	------	----------------	----	------

2.3 措施工程

根据初设和工程施工的需要，尽可能的利用永久设施，减少工程施工时措施工程的建设及费用。矿建工程施工措施工程工程详见以下表。

矿建工程施工土建安装措施工程表

序号	名 称	结 构	单位	数量	备 注
一	土建局部				
1	临时变电所	彩 钢	m ²	120	主、副井
2	压风机房	彩 钢	m ²	140	主、副井
3	提升绞车房	彩 钢	m ²	400	2 座
4	提升绞车根底	混凝土	m ³	420	主、副井
5	机电维修加工房	简易房	m ²	160	主、副井
6	砼搅拌站	彩 钢	m ²	40	主、副井
7	稳车根底	混凝土	m ³	500	主、副井
8	压风机根底	混凝土	m ³	200	主、副井
9	稳车棚	简 易	m ²	1000	主、副井
二	安装局部	型 号			
1	提升绞车安装		台	2	主、副井
2	井架安装		项	2	主、副井
2	天轮平台安装		项	2	主、副井
3	翻矸台安装		项	2	主、副井
4	临时变电所安装		项	1	主、副井
5	稳车安装		项	1	主、副井
6	砼搅拌站安装	JS-1000 型	套	2	主、副井
7	压风机安装		项	1	主、副井
8	砌壁模板组装	MJY 型液压模板	套	2	主、副井

2.4 施工场地布置

施工场地布置原那么

- (1) 符合工程施工工艺流程的需要，做到合理布置。
- (2) 充分利用现有永久建筑物，临时建筑物的位置应避开永久建筑物或互不影响。
- (3) 工广场区内生产运输线路应尽量防止与人流线路交叉。
- (4) 生产性建筑物与非生产性建筑物分开布置，并且生产性建筑物要靠近井口布置。动力设施靠近负荷中心。木材、钢筋、机修加工厂房靠近器材仓库和堆放场地。建筑施工器材运输及堆放方便。
- (5) 根据施工方案和设计，提升、悬吊系统优先安排。
- (6) 工业广场内供水、压风、供电、通讯、排水等管线沟网和料场、库房、加工车间、排矸场地的安排尽量减少影响。

(7) 尽量减少对公共设施、民用建筑、工业厂房及其设施的影响。

(8) 充分利用建设单位已经购置的土地。

(9) 符合国家有关建筑规程、防火、防汛、防雷、环境保护、劳动保护、平安规程、标准和规定的要求。

场地布置

施工场地布置根据工程施工的实际情况，按照生活区和施工区两个区域进行合理布置。

2.5 施工准备工作

工程施工的准备工作主要包括技术准备、工程准备、器材设备准备、劳动力准备和对外协作工作，具体内容为：

(1) 校核井筒测量坐标传递工作。

(2) 完成必要的生活福利设施和工业设施。

(3) 落实施工设备和物资供给，按不同阶段劳动力需用方案组织施工人员进场，并实行必要的技术和平安培训工作。

(4) 完成安装压风机及电视监控系统等措施工程的施工。

3. 主要单位工程施工方案、施工方法及施工顺序

3.1 施工方案确实定

根据《山西兴盛鸿发煤业矿井兼并重组整合工程初步设计》，主副井筒工程采用普通法施工，表土段人工风镐配合松动爆破，基岩段中深孔光面爆破，机械装岩，砌壁采用整体金属模板，短段掘砌混合作业方式。

3.2 机械化配套方案

主、副井井筒机械设备

凿岩：主井采用一台 SJZ5.5 型伞型钻架，配 5 台 YGZ70 型凿岩机；副井采用一台 SJZ6.7 型伞型钻架，配 6 台 YGZ70 型凿岩机。

装岩：主井采用一台 HZ-6 型中心回转抓岩机装岩；副井采用一台 HZ-6 型中心回转抓岩机及 YC60-8 型挖掘机装岩。

提升：主、副井均采用 IVG 型凿井井架，考虑主井井筒临时改绞的需要，主井选用一台 2JK-3.0/20 型双滚筒绞车作为单钩提升使用，配备 3m³ 吊桶；副井选用选用一台 JKZ-2.8/15.5 型绞车，配备 5m³ 吊桶。

排矸：主、副井均采用大容积溜矸槽溜矸，自卸汽车排矸。

砌壁：主、副井均采用段高为 4m 的 MJY 型单缝液压整体金属模板砌壁。

砼搅拌站：主、副井均选用一台自动计量上料的 JS-1000 型砼搅拌站。

排水：主、副井均采用一级排水方式，即井筒掘进工作面的积水利用风泵将水排至井筒下面悬吊的矿用电动潜水泵水箱内，然后利用一台 250QJ50-440 型矿用电动潜水泵直接将水排至地面的排水方式。主、副井地面放置二台 250QJ50-440 型矿用电动潜水泵备用。矿用电动潜水泵、排水管路及水箱均采用一台 2JZ-10/600 型稳车地面悬吊。

通风：分别在主、副井井筒井口附近工广内安装二台 2×15KW 型对旋风机，主井配备一趟Φ600mm高强度胶质风筒，副井配备一趟Φ800mm高强度胶质风筒，采用压入式通风方式即可满足需要，采用井壁悬吊。

附：主、副井井筒凿井机械化设备配备一览表。

附：主、副井井筒凿井平面布置图及稳绞平面布置图。

主井井筒凿井机械化设备配备一览表

工程名称		主井井筒
凿 岩		一台 SJZ5.5 型伞钻，配 5 台 YGZ70 型凿岩机
装 岩		一台 HZ-6 型中心回转抓岩机
提 升	井 架	IVG 型凿井井架
	绞 车	提升绞车 2JK-3.0/20 型
	容 器	3m³ 吊桶二个
翻 矸		座钩式翻矸方式
排 矸		大容积溜矸槽、自卸汽车排矸
排 水		250QJ50-400 型矿用潜水泵一级排水方式
通 风		一趟Φ600mm 风筒、二台 2×15KW 型对旋风机
测 量		锤球式中线一套
砌壁模板		段高 4m 的 MJY 型单缝液压整体金属模板一套

砼搅拌站	JS-1000 型一套
混凝土输送	2m³ 底卸式吊桶
吊 盘	两层吊盘
平安梯	一套

副井井筒凿井机械化设备配备一览表

工程名称		副井井筒
凿 岩		一台 SJZ6.7 型伞钻，配 6 台 YGZ70 型凿岩机
装 岩		一台 HZ-6 型中心回转抓岩机
提 升	井 架	IVG 型凿井井架
	绞 车	提升绞车 JKZ-2.8/15.5
	容 器	5m³、吊桶 2 个
翻 矸		座钩式翻矸方式
排 矸		大容积溜矸槽、自卸汽车排矸
排 水		250QJ50-440 型矿用潜水泵一级排水方式
通 风		一趟 Φ800mm 风筒、二台 2×15KW 型对旋风机
测 量		锤球式中线一套
砌壁模板		段高 4m 的 MJY 型单缝液压整体金属模板一套
砼搅拌站		JS-1000 型一套

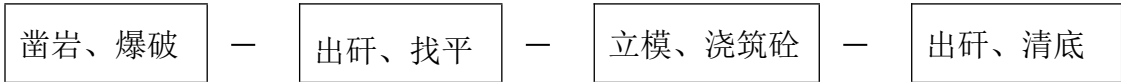
混凝土输送	混凝土输送管一趟 $\Phi 159\text{mm}$
吊 盘	两层吊盘
平安梯	一套

3.3 施工工艺及方法

3.3.1 主、副井井筒及相关工程掘砌施工方案及方法

3.3.1.1 主、副井井筒施工总部署和井筒掘砌作业方式

进场后，首先要进行主、副井井筒施工所需临时设施工程和凿井措施工程的施工，然后利用临时提升绞车和凿井井架进行井筒的开挖工作，主、副井井筒开挖深度均为 25m，然后进行井筒三盘的组装与吊挂。待整个筹备工作结束后，即进入井筒正式施工期。主、副井井筒临时锁口表土段和风化基岩段施工均采用短段掘砌混合作业的施工方案。临时锁口表土段主要采用大型挖掘机开挖，人工配合风镐刷帮整型；风化基岩段主要采用多台风钻打眼进行松动爆破，人工配合风镐刷帮整型。根据实际揭露表土段及风化基岩段围岩的稳定情况，砌壁采用段高为 2m~4m 的 MJY 型单缝液压整体金属模板（段高 4m 的 MJY 型单缝液压整体金属模板由二节组成，每节高度均为 2m），井口砼搅拌站搅拌好的砼经溜灰管直接溜入砌壁模板内进行现浇钢筋砼井壁施工；正常基岩段施工时，亦采用短段掘砌混合作业的施工方案，掘砌段高为 4m，采用段高为 4m 的 MJY 型单缝液压整体金属模板砌壁，掘进、出矸、现浇砼支护施工工艺流程如下：



与主、副井井筒相关硐室工程施工均拟采取与井筒同步施工的施工方案。届时单独编制主、副井井筒相关硐室工程施工平安技术措施。

3.3.1.1 临时锁口段施工

主井井筒设计 $\Phi 5\text{m}$ ，临时锁口段井筒设计 $\Phi 6.4\text{m}$ 深度为 10m，临时锁口段施工采用红砖砌壁，井壁厚度为 1000mm。副井井筒设计 $\Phi 7.0\text{m}$ ，预计临时锁口段井筒设计 $\Phi 8.8\text{m}$ 深度为 10m，临时锁口段施工采用红砖砌壁，井壁厚度为 1000mm。临时锁口段开挖前先安装凿井井架、天轮平台、吊盘稳车。临时锁口段施工采取全断面开挖方式，采用挖掘机开挖及人工配合风镐刷帮掘进，挖掘机配合人力装罐当开挖到 10m 时，然后组装吊盘，吊盘组装后落至井筒 10m 的位置，利用吊盘作为工作台由下向上进行临时锁口。

3.3.1.2 表土段及风化基岩段施工

主、副井井筒临时锁口段以下的表土段施工主要挖掘机开挖及人工配合风镐刷帮掘进、挖掘机配合人工装罐的施工方法，考虑到表土层稳定性一般较差的情况，为防止片帮，掘砌段高应控制在 2m~4m，砌壁采用段高 2m~4m 的 MJY 型单缝液压整体金属模板。

风化基岩段施工主要采用多台风钻打眼进行松动爆破，人工配合风镐刷帮整型，短段掘砌混合作业的施工方法。根据施工中实际揭露风化基岩的稳定情况，掘砌段高应控制在 2m~4m 之间，砌壁采用段高 2m~4m 的 MJY 型单缝液压整体金属模板，井口砼搅拌站搅拌好的砼经溜灰管直接溜入模板进行现浇砼井壁施工。

主、副井筒钢筋采用搭接方式连接，施工时要严格按《钢筋螺纹接头技术标准》有关规定执行，钢筋保护层厚度要符合施工图纸设计要求。

主、副井井筒掘砌深度为 25m 后，安装主、副井井筒内的各种管路、电缆以及封口盘等凿井设施，完成上述各种凿井设备、设施的安装和吊挂工作后，方可进入井筒正式施工期。

3.3.1.3 基岩段施工

掘进：主要采用减震、弱冲、光底、中深孔光面爆破的施工方法。主井采用一台 SJZ5.5 型伞型钻架，配备 5 台 YGZ70 型凿岩机；副井采用一台 SJZ6.7 型伞型钻架，配备 6 台 YGZ70 型凿岩机，均采取定人、定机、定位进行钻眼工作。均采用二阶直眼掏槽方式，一阶掏槽眼深度为 3m，二阶掏槽眼深度为 4.7m，其它炮眼深度均为 4.5m；选用 $\Phi 55\text{mm}$ 的“一”字形合金钻头；钻杆选用 B25 $\times$ 159mm 六角钎杆，长度为 5m；选用高威力 T330 型水胶炸药，药卷规格为 $\Phi 45\text{mm}\times 500\text{mm}\times 800\text{g}$ ；选用 1~5 段毫秒延期电雷管，雷管脚线长度为 6m；采用 380V 动力电源地面放炮。详见主、副井井筒基岩段炮眼布置图及爆破参数表、预期爆破效果表。

附：主、副井井筒基岩段炮眼布置图及爆破参数表、预期爆破效果表。

装岩排矸：主井采用一台 HZ-6 型中心回转抓岩机装岩，副井采用一台 HZ-6 型中心回转抓岩机及一台 YC60-8 型挖掘机装岩，矸石吊桶提到翻矸台后，采用座钩翻矸方式，矸石经溜矸槽直接装入自卸汽车中，然后运到建设单位指定排矸地点。

砌壁：均采用段高 4m 的 MJY 型单缝液压整体金属模板砌壁。主井砌壁模板采用三台 JZ-10/600 型稳车地面悬吊，副井砌壁模板采用四台 JZ-10/600 型稳车地面悬吊。当主、副井井筒施工掘进够 4m 段高后，即下放井筒施工中心线，按设计要求操平找正砌壁模板，便可进行现浇砼井壁施工。井口砼搅拌站搅拌好的混凝土，主井采用 2m³ 底卸式吊桶经提升绞车下放至吊盘下层盘上的分灰器，经活节管直接溜入砌壁模板中；副井采用溜灰管下灰

至吊盘下层盘上的分灰器，经活节管直接溜入砌壁模板中砼浇筑要均匀对称入模，每次浇筑高度以 300mm为宜，采用 4 台风动震捣棒进行砼震捣工作，砼振捣工作要固定专人，实行分片包干、挂牌留名、责任到人的制度。

3.3.1.4 与主、副井井筒相关硐室工程施工

与主井井筒相关的硐室工程有：箕斗装载硐室、井底清理撒煤巷；与副井井筒相关的硐室

主井井筒基岩段爆破参数表 1

序号	眼别	眼数 (个)	眼深 (m)	角度 (°)	装药量		起爆 顺序	装药 结构
					卷/眼	kg/眼		
1	一阶掏槽眼	8	3	90	4	3.2	I	反向
2	二阶掏槽眼	14	4.7	90	6	4.8	II	反向
3	一圈辅助眼	19	4.5	90	5	4	III	反向
4	二圈辅助眼	25	4.5	90	5	4	IV	反向
5	周边眼	31	4.5	90	4	3.2	V	反向
合计		97	427.3			368		

主井井筒基岩段爆破效果表 2

序 号	名 称	单 位	数 量
1	炮眼利用率	%	90
2	每循环进尺	m	4.05
3	每循环爆破实体岩石	m ³	108.3
4	每循环炸药消耗量	kg	368
5	每米井筒炸药消耗量	kg/m	90.86
6	每 m ³ 实体岩石雷管消耗量	个/m ³	0.82
7	每循环雷管消耗量	个	97
8	每 m ³ 实体岩石炸药消耗量	kg/m ³	3.11

9	每米井筒雷管消耗量	个/m	23.95
10	每 m ³ 原岩炮眼消耗量	m/m ³	3.61

副井井筒基岩段爆破参数表

序号	眼别	眼数 (个)	眼深 (m)	角度 (°)	装药量		起爆 顺序	装药 结构
					卷/眼	kg/眼		
1	一阶掏槽眼	6	3	90	3	2.4	I	反向
2	二阶掏槽眼	13	4.7	90	6	4.8	II	反向
3	一圈辅助眼	19	4.5	90	5	4	III	反向
4	二圈辅助眼	26	4.5	90	4	3.2	IV	反向
5	三圈辅助眼	32	4.5	90	4	3.2	IV	反向
6	周边眼	38	4.5	90	3	2.4	V	反向
合计		134	596.6			429.6		

副井井筒基岩段爆破效果

序 号	名 称	单 位	数 量
1	炮眼利用率	%	90
2	每循环进尺	m	4.05
3	每循环爆破实体岩石	m ³	219
4	每循环炸药消耗量	kg	429.6
5	每米井筒炸药消耗量	kg/m	106.1
6	每 m ³ 实体岩石雷管消耗量	个/m ³	0.612
7	每循环雷管消耗量	个	134
8	每 m ³ 实体岩石炸药消耗量	kg/ m ³	1.96
9	每米井筒雷管消耗量	个/m	33.08
10	每 m ³ 原岩炮眼消耗量	m/ m ³	2.72

工程有：管子道，副井井底车场连接处。这些相关硐室工程施工均拟采取与井筒同步施工的施工方案，即当主、副井井筒分别掘砌至相关硐室上方 2m 位置时，停止井筒掘进，将该井筒上段井壁按设计浇筑钢筋砼进行永久支护好，并将井筒十字中心线和标高导至已砌筑好的砼井壁上，根据相关硐室掘进断面的大小，将相关硐室分为二个分层（掘进断面较小的井底清理撒煤斜巷、副井井底车场连接处）或二～三个分层（掘进断面较大的箕斗装载硐室）掘进，分层高度以 2.5～3m 左右为宜，当井筒掘进至相关硐室上分层底板位置时，掘进相关硐室的拱顶局部，主井井底清理撒煤斜巷及副井井底车场连接处与井筒同时掘进 3m（箕斗装载硐室每分层按设计长度掘完），掘进时采用锚网喷或锚网索喷进行初次支护，过煤层或地质构造带时，可根据实际揭露围岩的稳定情况，采取架设金属井圈或金属支架加强支护等措施，待相关硐室上分层掘出且采用锚网喷或锚网索喷进行初次支护好后，再继续向下掘进井筒和相关硐室下分层，待整个相关硐室与井筒同时全断面掘出并采用锚网喷或锚网索喷进行初次支护好后，利用井筒砌壁 MJY 型单缝液压整体金属模板和井筒相关硐室模板，严格按照测量人员所给相关硐室施工中、腰线一起稳立模板，自下而上一次整体浇筑钢筋砼进行永久支护，向上直至与上段主、副井井筒砼井壁接茬为止。

届时单独编制主井箕斗装载硐室、井底清理撒煤斜巷及副井井底车场连接处施工平安技术措施。

3.3.1.5 过断层及围岩破碎带施工

如果井筒在施工中遇到断层及围岩破碎带等不良地层时，根据实际揭露围岩的稳定情况，可采取缩小掘进段高、增加锚网喷、锚索支护或架设金属井圈、提高井壁砼强度、增加配筋及改善光爆效果等措施。

改善光爆效果即减少周边眼眼距和抵抗距，采用不偶合装药，尽量减少爆破对井筒围岩的破坏，以保持围岩的完整性，充分利用其自身的抵抗能力，同时适当缩小掘进段高，尽量缩短围岩暴露时间，必要时增加架设金属井圈支护，以确保井筒平安顺利通过断层及围岩破碎带等地质构造带。

3.3.1.6 过煤层施工

根据矿方提供的资料，本矿井属低瓦斯矿井，煤层瓦斯含量低，多处于二氧化碳～氮气带，煤尘具有爆炸危险性，煤层易自燃。为了保证主井井筒过煤层的施工平安，依据《煤矿平安规程》和《矿山井巷工程施工及验收标准》及《防治煤与瓦斯突出规定》的有关规定，在井筒初次揭露煤层之前，必须对煤层进行突出危险性预测，并制定完善的井筒探煤、揭煤综合防突措施。

(1) 探煤：施工时，在主、副井井筒掘进工作面距煤层 10m（垂距）处打 2 个前探钻孔，查明煤层的赋存情况及瓦斯含量、压力等参数，预测煤与瓦斯突出的危险性。

(2) 揭煤：当预测为突出危险煤层时，必须采取综合防突措施。采用地面远距离震动放炮揭开煤层，防治煤层突出措施可采用抽放瓦斯和水力冲孔。在探、揭煤施工中，每班必须配备专职瓦斯检查员，经常检测井筒掘进工作面的瓦斯含量，当瓦斯浓度到达 1%时，禁止放炮，瓦斯浓度到达 1.5%时，必须停止工作，切断电源，撤出人员，进行通风处理。揭煤时由工程部经理统一指挥，爆破 30 分钟后，平安检查员方可进入工作面进行检查，根据检查结果，确定是否恢复工作。届时根据实际探测结果编制专门的主、副井井筒探、揭煤施工平安技术措施。

3.4.1 井筒工程防治水

为了确保主、副井井筒过含水层的施工平安，对含水层段施工必须坚持“有疑必探，先探后掘”的原那么，当预计井筒涌水量 $5\sim 10\text{m}^3/\text{h}$ 时，根据实际施工揭露的围岩情况，制定过含水层的施工方案，经建设单位批准后，采取强行通过进行壁后注浆或工作面预注浆的施工方案；当预计井筒涌水量大于 $10\text{m}^3/\text{h}$ 时，采取工作面预注浆的施工方案。对主、副井井筒过含水层施工采取“防、排、导、截、堵”等综合防治水措施，力争打干井，干打井。

(1) 防水：对主、副井井筒过含水层采取边探、边注、边掘的施工方法。利用伞钻进行超前钻孔探水，探孔深度为 10m，保护岩柱不小于 6m，当预计井筒涌水量大于 $10\text{m}^3/\text{h}$ 时，进行井筒工作面预注浆，注浆到达预期效果后继续掘进。

(2) 排水：主要采用二台 250QJ50-400 型（250QJ50-440 型）矿用电动潜水泵一级排水方式。

(3) 导水：当井筒过含水层未探出水而井筒揭露后个别裂隙涌水或非含水层因构造出现少量涌水时，采取在井筒壁后预埋集水盒，采用高压软管将水导出，以防涌水沿井壁后进入工作面，影响浇筑砼井壁施工质量，当吊盘通过该位置时，在吊盘上进行壁后注浆封水。

(4) 截水：当井壁有淋水时，安装截水槽，截住井壁淋水，用塑料软管引到吊盘上的水箱中，以防淋水进入井壁浇筑砼中。

(5) 堵水：当主、副井井筒落底后，假设井筒涌水量大于 $6\text{m}^3/\text{h}$ ，再对井筒进行壁后注浆封水工作，保证井筒涌水量不超过 $6\text{m}^3/\text{h}$ 。

3.5 冬、雨季施工和防风、沙及防雷电施工措施

3.5.1 冬季施工措施

(1) 井口房及井口房周围严禁有积水、如有积水随时去除，防止结冰。井口房及绞车房和稳车群等均采取保温和保暖措施。井口、封口盘及翻矸台应采取适当防冻、防滑保护措施。大雪后必须将井口积雪清扫干净。现场火源，要加强管理，并有防爆炸、防煤气中毒措施。

(2) 地面生活、生产供水管道埋好、包好，水管埋深不浅于 1500mm，露出地面的立管、阀门用砖砌 500×500mm 池子回填锯沫或其它材料保温，上面用双层草袋覆盖。

(3) 施工用的钢筋及其钢材进入现场后，应架空分类排放在材料棚内，以免风雪侵蚀。易冻的材料要存放在具备采暖条件的库房。

(4) 施工中参加的外加剂，应严格按试验配比掺入，搅拌时较常规适当增加，并且严格按塌落度控制用水量，防止因水份过大影响砼的强度。

(5) 拌制混凝土时，砂、石材料及混凝土拌制用水等需采取保温和加热措施，砂、石、水泥和水的温度均应保持正温，水的温度控制在 80℃ 左右，骨料中不得带有冰雪和冻团。搅拌好的砼要及时下井入模浇筑，砼入模温度不低于 15℃。

3.5.2 雨季施工措施

(1) 根据施工情况：在雨季到来之前，及时编制雨季材料方案，按方案将各种材料运进施工场地，以免雨天道路泥泞，无法运输、影响施工。

(2) 各种怕雨、怕潮的建筑材料，应存放在库房内。

(3) 机电设备按规定搭好防护棚和加防护罩，并按要求设置避雷和接地装置。

(4) 雨天施工除严格按《施工现场临时供电平安技术标准》执行外，各种机电设备的开关不得裸露在外，需要裸露在外的要到达防水要求。对各处漏电保护器要认真检查，确保性能灵敏可靠。

(5) 工广周围要设置主排水沟、井口周围或工广内要设置防洪硐以到达工广内的积水及时排出。

(6) 汛期到来之前，应对施工工地、仓库、料场等进行全面检查，了解汛情和疏排水情况，查看有无水害的隐患，对于阻碍排洪的工程，应进行现场检查，及时撤除，发现易受水害的隐患，应限期解决。

(7) 雨季施工，砂、石材料堆要建料棚，防止砂、石料被雨水淋湿，砼搅拌站及上料系统采用防雨布遮盖。

(8) 对砂、石的含水率要及时进行测定，并要根据实际情况及时调整混凝土的水灰比。

3.5.3 防风、沙及防雷电施工措施

(1) 施工场地加围墙，所有生产区房屋设施等围绕井口布置，井口设井口棚，以减少风沙对施工的影响。

(2) 做好生产区及生活区的文明施工管理，对可能造成风沙的地段采取覆盖、掩埋或撒水等措施进行处理，确保施工能正常进行。

(3) 场区主要道路要进行硬化并安排专人进行清扫，地面施工人员要配戴防护眼罩和口罩。

(4) 生产区及生活区，凡属于可能遭雷击场所均应设置避雷设施，并保证能平安可靠运行。

(5) 井架、变电所等按要求安装避雷设施，绞车、稳车、压风机及电气开关等设备要接地，经电气实验室进行试验合格后方可投入使用。

总之，根据冬雨季施工特点，有重点、有针对性的进行布置，层层落实。做好详细的冬雨季施工技术交底工作，确保平安、顺利渡过冬雨季施工阶段。

4. 施工辅助系统

4.1 提升系统

． 主井提升系统

主井井筒净径 5m，井深 385m，充分考虑到工程的需要以及施工工期、进度和公司现有的设备，井筒快速施工的关键在于出矸的速度，根据井筒施工的特点，主井井筒施工井架采用 IVG 型井架，选用一套双滚筒提升绞车作为单钩使用，提升绞车型号为 2JK-3/20, 电机功率 560KW, 转速 739 转/分, 最大速度为 5.6m/s, 提升容器为 3m³ 座钩式矸石吊桶，绞车最大静张力 130KN，最大静张力差 80KN，绞车强度满足提升要求，钢丝绳型号 18×7-φ30-1770 型不旋转钢丝绳，提升天轮选用 φ2500 凿井提升天轮。提升系统型号参数、提升绞车技术参数及绞车系统提升能力见表 4-1、4-2 和 4-3。

． 1、主井提升设备的选择

． 1.1、提升钢丝绳的选择

(1)、钢丝绳最大悬垂高度 H_0

$$H_0 = H_S + H_J = 385 + 26 = 411\text{m}$$

式中： H_S ——井筒深度 385m；

H_J ——天轮平台高度 26m。

(2) 提升物料荷重 Q

$$Q=(K_m \cdot V_{TB} \cdot \gamma_g + 0.9(1-1/K_s) V_{TB} \cdot V_{sh}) \cdot 9.81 = 54154.2N$$

式中：K_m——装满系数 0.9；

V_{TB}——标准吊桶容积 3m³

γ_g——岩石松散容重 1600 Kg/m³；

K_s——岩石松散系数 1.8；

V_{sh}——水容重 1000 Kg/m³。

(3)、提升钢丝绳终端荷重 Q₀

$$Q_0 = Q + Q_z + Q_g = 54154.2 + 1049 \cdot 9.81 + 160 \cdot 9.81 = 66011.49N = 6729kg$$

式中：Q_z——3m³提升容积自重 1049Kg

Q_g——钩头等附属装置重量 160Kg

(4)、SJZ5.5 型伞钻荷重 Q₀₁

$$Q_{01} = 5300kg = 51933N$$

相比之下,吊桶的重量大,所以按吊桶的重量选择钢丝绳。

(5)、钢丝绳单位长度重量 PS

$$PS = Q_0 \div (110 \delta B \div m_a - H_0)$$

$$= 66011.49 \div (110 \times 1770 \div (9.81 \times 7.5) - 411) = 3.01Kg/m;$$

式中：δB——钢丝绳抗拉极限强度 1770 MPa

m_a——钢丝绳平安系数,提物时 ≥ 7.5

(6)、选择钢丝绳

选用钢丝绳 18×7-Φ30-1770 其技术参数为:

钢丝绳每米重量 PSB : 3.51Kg/m

钢丝绳直径 d : 30mm

钢丝绳破断力总和 Q_d: 633802N

(7)、钢丝绳平安系数校核

$$m = \frac{Q_0 + P_{sb} \cdot H_0}{Q_d} = 633802 \div (66011.49 + 3.51 \times 411) = 7.91 > 7.5$$

所选钢丝绳适宜

1.2、提升机选择

(1)、滚筒直径的选择:

滚筒直径与钢丝绳直径比值:

$$D \geq 60d = 60 \times 30 = 1800mm$$

式中:d---所选钢丝绳直径;

滚筒直径与钢丝绳最粗钢丝直径比值:

$$D \geq 900d_K = 900 \times 1.99 = 1790.53\text{mm}$$

式中: d_K ---所选钢丝绳最粗钢丝直径。

应选滚筒直径 $D_T = 3000\text{mm}$ 符合要求。

(2)、校验卷筒宽度:

$$B = \left(\frac{L_0 + 30}{\pi D_T} + 3 + n' \right) (d + \varepsilon) \leq B_T$$
$$= \left(\frac{411 + 30}{3.14 \times 3} + 3 + 3 \right) (30 + 3) = 1742 > 1500$$

B_T -----选定卷筒宽度

由于 $B > B_T$,按《煤矿平安规程》的有关规定,建井期间绞车缠绳层数 n 可取 2,
当取 $n=2$ 时:

$$B' = B/n = 1742/2 = 871 < 1500$$

所选滚筒宽度符合要求。

(3)、因为采用单钩提升,故作用在滚筒上的净张力应小于其净张力差:

$$F_J = Q_0 + P_{SBH_0} = 66011.49 + 3.51 \times 411 \times 9.81 = 79982\text{N} < 80000\text{N}$$

所选绞车型号符合要求

(4)、电动机功率估算

$$P = \frac{(Q + Q_z + P_{sb} \times H_0) \times \gamma_{mb}}{102 \eta_c}$$
$$= (79982 \div 9.81 \times 5.6) \div (102 \times 0.85) = 517.81\text{KW}$$

式中: V_m ---提升机最大提升速度 5.6m/s

η_C ---传动效率 0.85

提升绞车型号为 2JK-3/20,选用 YR500-59-8 型电动机,功率 560KW,转速 739rpm,
电压 10000V。

. 1.3 、提升容器的选择

考虑到提升机的允许最大静张力、静张力差要求及井筒吊挂设施断面的可能性,选用
3m³ 标准吊桶。

. 1.4、提升能力计算

(a)、一次提升循环时间

$$T_x=2 \left(\frac{H_0 + 2V_m^2 - 52}{V_m} \right) + 80 + Q_d = 296.33s$$

式中:Qd----提升休止时间 75 秒

(b)、提升能力计算

$$A = \frac{3600 \times 0.9 \times V_{TB}}{K \times T_x} = (3600 \times 0.9 \times 3) \div (1.25 \times 296.33) = 26.24M^3/h$$

式中:VTB----吊桶容积 3M³.

K----提升不均匀系数 1.25

提升系统参数 表 4-1

井架	绞车			提 升 天 轮	提升 钢丝绳	吊桶	翻 矸 形 式
天轮平 台高度 m	型号	宽度 mm	速度 m/S				
26	2JK-3/20	1500	5.6	φ 2500	18×7-φ 30-1770- 特	3m³	座钩式

提升绞车技术参数 表 4-2

绞车 型号	滚筒			最大 静张 力	最大 静张 力差	传 动 比	钢 丝 绳 径	绳 速	选用电动机		
	个 数	直 径	宽 度						型 号	功 率	转 速
	个	m	m							KW	rpm
2JK-3/20	2	3	1.5	130	80	20	30	5.6	YR500-59-8	560	739

吊桶提升能力核算数 表 4-3

提升速度 m/S	吊桶容积 m³	不同井深时提升能力 m³/h			
		100m	200m	300m	385m
5.6	3	39.97	33.77	29.24	26.24
每 4 米段高出矸时间 h		4.76	5.26	6.08	6.77

4.1.2. 副井提升系统

副井井筒净径 7m，井深 405m，充分考虑到工程的需要以及施工工期、进度和公司现有的设备，井筒快速施工的关键在于出矸的速度，根据井筒施工的特点，副井井筒施工井架采用IV

G 型井架，副井井筒施工选用一套单钩提升，提升绞车型号为 JKZ-2.8/15.5, 电机功率 900KW, 转速 591 转/分, 最大速度为 5.48m/s, 提升容器为 5m³ 座钩式矸石吊桶，绞车最大静张力及最大静张力差 150KN，绞车强度满足提升要求，钢丝绳型号 18×7-φ38-1770 型不旋转钢丝绳，提升天轮选用 φ2500 凿井提升天轮。提升系统型号参数、提升绞车技术参数及绞车系统提升能力见表 4-4、4-5 和 4-6。

4.1.2.1、副井提升设备的选择

4.1.2.1、提升钢丝绳的选择

(1)、钢丝绳最大悬垂高度 H_0

$$H_0 = H_s + H_j = 405 + 26 = 431 \text{ m}$$

式中： H_s ——井筒深度 405m；

H_j ——天轮平台高度 26m。

(2) 提升物料荷重 Q

$$Q = (K_m \cdot V_{TB} \cdot \gamma_g + 0.9(1 - 1/K_s) V_{TB} \cdot V_{sh}) \cdot 9.81 = 90252 \text{ N}$$

式中： K_m ——装满系数 0.9；

V_{TB} ——标准吊桶容积 5m³

γ_g ——岩石松散容重 1600 Kg/m³；

K_s ——岩石松散系数 1.8；

V_{sh} ——水容重 1000 Kg/m³。

(3)、提升钢丝绳终端荷重 Q_0

$$Q_0 = Q + Q_z + Q_g = 90252 + 1690 \cdot 9.81 + 210 \cdot 9.81 = 108891 \text{ N} = 11100 \text{ kg}$$

式中： Q_z ——5m³ 提升容积自重 1690Kg

Q_g ——钩头等附属装置重量 210Kg

(4)、SJZ6.7 型伞钻荷重 Q_{01}

$$Q_{01} = 7800 \text{ kg} = 76518 \text{ N}$$

相比之下，吊桶的重量大，所以按吊桶的重量选择钢丝绳。

(5)、钢丝绳单位长度重量 P_s

$$P_s = Q_0 \div (110 \delta_B \div m_a - H_{01})$$

$$= 90252 \div (110 \times 1770 \div (9.81 \times 7.5) - 431) = 5.01 \text{ Kg/m};$$

式中： δ_B ——钢丝绳抗拉极限强度 1770 MPa

m_a ——钢丝绳平安系数，提物时 ≥ 7.5

(6)、选择钢丝绳

以上内容仅为本文档的试下载部分，为可阅读页数的一半内容。如要下载或阅读全文，请访问：<https://d.book118.com/897140042103006132>