国信安科
GXAK TECHNOLOGY

编号：AK24080701

哈密焱鑫铜业有限公司

土屋铜矿采矿改扩建工程

安全预评价报告

（审定稿）

北京国信安科技术有限公司

证书编号：APJ-（京）-003

二零二四年八月

哈密焱鑫铜业有限公司

土屋铜矿采矿改扩建工程

安全预评价报告

（审定稿）

法定代表人：龚宇同

技术负责人：谢　源

项目负责人：全永志

2024 年 8 月

（安全评价机构公章）

哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿

采矿改扩建工程安全预评价

评价人员

	姓名	职业资格 证书编号	从业信息 识别卡编号	专业	签字
项目负责人	全永志	S01101100011019100003	006581	机械	
项目组成	韩勇	S01101100011020200282	041499	采矿	
	韩金峰	S01101100011020200150	025448	安全	
	孙胜利	1700000000100026	013500	电气	
	李磊	1100000000300669	019308	地质	
	王伟鹏	S01101100011020300401	040249	水工结构	
	于跟波	S01101100011019200069	025715	通风	
报告编制人	全永志	S01101100011019100003	006581	机械	
	韩金峰	S01101100011020200150	025448	安全	
报告审核人	吴永刚	S01101100011020200157	027297	采矿	
过程控制负责人	徐伟兰	S01101100011019200184	021358	采矿	
技术负责人	谢源	0800000000103653	004532	采矿	

出版审批：

前　言

哈密焱鑫铜业有限公司成立于2004年11月4日，法定代表人为占锋，企业类型为有限责任公司，注册资本为20833.3334万元人民币，统一社会信用代码为91650000766815748N，企业地址位于新疆哈密市伊州区土屋铜矿矿区，所属行业为有色金属矿采选业，经营范围包含：铜矿的开采；铜产品的加工、销售（限自产）；电解铜的生产、销售（限自产）；销售水。

2009年12月由兰州有色冶金设计研究院有限公司编制了《新疆哈密土屋铜矿Ⅱ号矿体采选工程初步设计》。依此建设并于2012年首次取得安全生产许可证。2021年11月又委托兰州有色冶金设计研究院有限公司编写完成了《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿露天采矿改扩建工程初步设计》。矿山最近一次换发安全生产许可证有效期至2023年01月16日。哈密焱鑫铜业有限公司依法向新疆维吾尔自治区自然资源厅申请并取得了矿区采矿权许可证，采矿许可证号：C6500020100131200555529，矿区范围由8个拐点圈定，开采深度由650m至100m标高，有效期2024年5月17日至2039年3月5日，开采矿种：铜矿、银，开采方式：露天/地下开采，生产规模为400×10^4t/a，面积为5.6554km^2。

矿山在开采过程中，露天境界超出采矿权范围，哈密焱鑫铜业有限公司办理了采矿许可证。根据《国家矿山安全监察局关于印发<关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见>的通知》（矿安〔2022〕4号，2022年2月8日发布）规定：新建、改建、扩建金属非金属矿山对采矿许可证范围内的矿产资源原则上应当进行一次性总体安全设施设计，为此，2024年4月，哈密焱鑫铜业有限公司委托兰州有色冶金设计研究院有限公司对采矿权范围内的矿体进行一次性总体设计，并编制了《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿采矿改扩建工程可行性研究报告》，设计项目属于改扩建，采取先露天后地下开采的方式，露天开采共圈定了三个露天境界，分别为Ⅰ号、Ⅱ号、Ⅲ号露天

境界。先进行Ⅱ号露天境界开采，其次开采Ⅰ号露天境界，最后开采Ⅲ号露天境界。露天开采完毕后，再转入地下开采。地下开采总体上采用自上而下逐中段，由上盘到下盘逐矿体，中段内从一端向另一端的后退式开采顺序。生产能力 400×10^4t/a。露天采场为深凹露天坑，设计采用公路开拓-汽车运输方案，采用缓帮采矿，陡帮剥离的组合台阶开采工艺。地下开采采用胶带斜井＋副井（罐笼）+辅助斜坡道开拓，采矿方法采用无底柱分段崩落法。

依据国家安全生产相关法律法规的要求，改扩建矿山项目在其可行性研究阶段应进行安全预评价，为此，哈密焱鑫铜业有限公司委托我公司（北京国信安科技术有限公司）进行哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿改扩建工程安全预评价工作。我公司接受委托后立即组建了安全评价小组，到企业现场踏勘，与相关人员进行座谈，交换意见，并收集相关资料，完成了现场调查工作。

本次安全预评价是根据现行的《中华人民共和国安全生产法》、《中华人民共和国矿山安全法》、《金属非金属矿山安全规程》、《安全预评价导则》和《国家安全监管总局关于印发金属非金属矿山建设项目安全评价报告编写提纲的通知》（安监总管一〔2016〕49 号）等有关法律法规的要求，严格按照国家相关法律、法规和标准，遵循科学性、公正性、合法性和针对性原则，对该项目可能存在的危险、有害因素的种类和危险有害程度进行客观、科学地分析评价，形成本《安全预评价报告》。

在本次预评价报告编制过程中，得到了各级应急管理部门、非煤矿山方面的有关专家、哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿有关人员的大力支持，同时引用了前人的一些研究成果和技术资料，在此一并表示感谢!

目　　录

1.评价对象与依据 1

1.1 评价对象和范围 1

1.2 评价依据 1

2.建设项目概述 10

2.1 建设单位概况 10

2.2 自然环境概况 13

2.3 建设项目地质概况 13

2.4 工程建设方案概况 28

3.定性定量评价 71

3.1 总平面布置单元 71

3.2 露天开采部分 80

3.3 地下开采部分 148

3.4 排土场单元 194

3.5 安全管理单元 198

3.6 重大危险源辨识单元 200

4.安全对策措施及建议 201

4.1 总平面布置 201

4.2 露天开采部分 202

4.3 地下开采部分 206

4.4 排土场 211

4.5 安全管理及其它对策措施 211

5.评价结论 213

5.1 该项目存在的主要危险、有害因素 213
5.2 该项目应重点防范的重大危险、有害因素 213
5.3 矿山开采主要安全风险 213
5.4 应重视的安全对策措施建议 214
5.5 评价结果综述 215
5.6 安全预评价结论 216
附件 217
附图 218

1.评价对象与依据

1.1 评价对象和范围

本次评价对象为哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿改扩建工程项目，位于新疆维吾尔自治区哈密市西南210°方向直距约80km的戈壁滩上。

评价范围为：可行性研究报告所涉及的矿山总平面布置、露天开采（开拓运输、采剥）、地下开采（开拓、提升和运输、采掘、通风、安全避险“六大系统”）、供配电设施、防排水与防灭火、排土场（废石场）、安全管理等方面内容。

评价坐标范围：哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿划定的矿区范围内650m~100m 之间的下部矿体。

本评价报告主要对评价范围的安全设施进行评价，凡涉及该项目的职业卫生、环境影响评价及地质灾害评估问题，不在本次评价范围之内。

地表炸药库、选矿工程和尾矿工程等不在本次评价范围内。

1.2 评价依据

1.2.1 法律法规

（1）法律

《中华人民共和国安全生产法》（2002年6月29日第九届全国人民代表大会常务委员会第二十八次会议通过，根据2009年8月27日第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改部分法律的决定》第一次修正，根据2014年8月31日第十二届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改<中华人民共和国安全生产法>的决定》第二次修正，根据2021年6月10日第十三届全国人民代表大会常务委员会第二十九次会议《关于修改<中华人民共和国安全生产法>的决定》第三次修正）

《中华人民共和国防洪法》（国家主席令第 88 号，根据《全国人民代表大会常务委员会关于修改<中华人民共和国节约能源法>等六部法律的决定》（主席令第 48 号）修改，自 2016 年 7 月 2 日起施行）

《中华人民共和国特种设备安全法》（国家主席令第 4 号，自 2014 年 1 月 1 日起施行）

《中华人民共和国劳动法》（国家主席令第 18 号，根据《全国人民代表大会常务委员会关于修改部分法律的决定》（主席令第 18 号）修改，自 2009 年 8 月 27 日起施行）

《中华人民共和国矿山安全法》（1992 年 11 月 7 日第七届全国人民代表大会常务委员会第二十八次会议通过根据 2009 年 8 月 27 日第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《关于修改部分法律的决定》修正）

《中华人民共和国矿产资源法》（国家主席令第 74 号，根据全国人民代表大会常务委员会第二十一次会议《关于修改〈中华人民共和国矿产资源法〉的决定》修正，自 1997 年 1 月 1 日起施行）

（2）行政法规

《生产安全事故应急条例》（2018 年 12 月 5 日国务院第 33 次常务会议通过 2019 年 2 月 17 日中华人民共和国国务院令第 708 号公布自 2019 年 4 月 1 日起施行）

《安全生产许可证条例》（国务院令第 397 号，根据《国务院关于修改部分行政法规的决定》（国务院令第 653 号）修改，自 2014 年 7 月 29 日起施行）

《民用爆炸物品安全管理条例（2014 年修正本）》（国务院令第 466 号，根据《国务院关于修改部分行政法规的决定》（国务院令第 653 号）修改，自 2014 年 7 月 29 日起施行）

《工伤保险条例》（国务院令第 375 号，根据《国务院关于修改〈工伤保险条例〉的决定》（国务院令第 586 号）修改，自 2011 年 1 月 1 日施行）

《特种设备安全监察条例》（国务院令第549号，自2009年5月1日起施行）

《新疆维吾尔自治区安全生产条例》（2007年9月28日新疆维吾尔自治区第十届人民代表大会常务委员会第三十三次会议通过2023年9月28日新疆维吾尔自治区第十四届人民代表大会常务委员会第五次会议修订）

（3）部门规章

《矿山救援规程》（中华人民共和国应急管理部令第16号，自2024年7月1日起施行）

《生产安全事故应急预案管理办法》（应急管理部令第2号，2019年9月1日起施行）

《金属非金属矿山建设项目安全设施目录（试行）》（原国家安全生产监督管理总局令第75号，2015年7月1日起施行）

《非煤矿山外包工程安全管理暂行办法》（原国家安全生产监督管理总局令第62号，根据《国家安全监管总局关于废止和修改非煤矿矿山领域九部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第78号）修正，自2015年7月1日起施行）

《安全生产培训管理办法》（2012年1月19日原国家安全生产监督管理总局令第44号公布，自2012年3月1日起施行；根据2013年8月29日原国家安全生产监督管理总局令第63号第一次修正，根据2015年5月29日原国家安全生产监督管理总局令第80号第二次修正）

《建设项目安全设施“三同时”监督管理办法》（原国家安全生产监督管理总局令第36号，根据《国家安全监管总局关于修改<生产安全事故报告和调查处理条例>罚款处罚暂行规定等四部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第77号）修正，自2015年5月1日起施行）

《特种作业人员安全技术培训考核管理规定》（2010年5月24日原国家安全生产监督管理总局令第30号公布，自2010年7月1日起施行；根据2013

年 8 月 29 日原国家安全生产监督管理总局令第 63 号第一次修正，2015 年 5 月 29 日原国家安全生产监督管理总局令第 80 号第二次修正）

《非煤矿矿山企业安全生产许可证实施办法》（原国家安全生产监督管理总局令第 20 号，根据《国家安全监管总局关于废止和修改非煤矿矿山领域九部规章的决定》（原国家安全生产监督管理总局令第 78 号）修正，自 2015 年 7 月 1 日起施行）

《安全生产违法行为行政处罚办法》（2007 年 11 月 30 日原国家安全生产监督管理总局令第 15 号公布，自 2008 年 1 月 1 日起施行；根据 2015 年 4 月 2 日原国家安全生产监督管理总局令第 77 号修正）

《生产经营单位安全培训规定》（原国家安全生产监督管理总局令第 3 号，根据《国家安全监管总局关于废止和修改劳动防护用品和安全培训等领域十部规章的决定》（2006 年 1 月 17 日原国家安全生产监督管理总局令第 3 号公布，自 2006 年 3 月 1 日起施行；根据 2013 年 8 月 29 日原国家安全生产监督管理总局令第 63 号第一次修正，根据 2015 年 5 月 29 日原国家安全生产监督管理总局令第 80 号第二次修正）

《企业安全生产费用提取和使用管理办法》（财资[2022]136 号，自 2022 年 11 月 21 日起实施）

（4）规范性文件

《中共中央办公厅 国务院办公厅关于进一步加强矿山安全生产工作的意见》

《金属非金属矿山重大事故隐患判定标准补充情形》（矿安〔2024〕41 号）

国务院安全生产委员会印发《关于防范遏制矿山领域重特大生产安全事故的硬措施》的通知（安委〔2024〕1 号）

《国家矿山安全监察局关于进一步加强非煤矿山安全生产行政许可工作的通知》（矿安〔2024〕70 号）

国家矿山安全监察局关于印发《非煤矿山建设项目安全设施重大变更范围》的通知（矿安〔2023〕147 号）

国家矿山安全监察局关于印发《防范非煤矿山典型多发事故六十条措施》的通知（矿安〔2023〕124 号）

国家矿山安全监察局关于印发《矿山生产安全事故报告和调查处理办法》的通知（矿安〔2023〕7 号）

《国家矿山安全监察局关于印发<执行安全标志管理的矿用产品目录>的通知》（矿安〔2022〕123 号）

《国家矿山安全监察局关于印发〈金属非金属矿山重大事故隐患判定标准〉的通知》（矿安〔2022〕88 号）

《关于进一步强化安全生产责任落实坚决防范遏制矿山重特大事故的若干措施》（矿安〔2022〕70 号）

《国家矿山安全监察局关于印发<关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见>的通知》（矿安〔2022〕4 号）

《国家矿山安全监察局关于印发<矿山重大隐患调查处理办法（试行）>的通知》（矿安〔2021〕49 号）

《国家矿山安全监察局关于严格非煤地下矿山建设项目施工安全管理的通知》（矿安〔2021〕7 号，2021 年 1 月 24 日起施行）

《国家安全监管总局关于印发金属非金属矿山建设项目安全评价报告编写提纲的通知》（安监总管一〔2016〕49 号）

《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第二批）的通知》（安监总管一〔2015〕13 号）

《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第一批）的通知》（安监总管一〔2013〕101 号）

《国家安全监管总局关于开展金属非金属地下矿山防中毒窒息专项整治的通知》（安监总管一〔2013〕32 号）

《新疆维吾尔自治区安全生产事故隐患排查治理条例》（施行时间：2010年7月1日）

《坚决防范遏制事故安全生产严管严控36条措施》（新安〔2021〕5号，2021年6月26日）

《自治区安全生产培训考核办法》（新应急规〔2020〕8号）

关于印发《自治区安全风险分级管控与隐患排查治理办法》的通知（新安〔2022〕2号，发布时间：2022年1月18日）

《关于印发<自治区生产安全事故隐患治理评估管理办法>的通知》（新应急规〔2022〕3号）（自2022年6月1日起施行，有效期至2027年5月31日）

1.2.2 标准规范

《企业职工伤亡事故分类》（GB6441-1986）

《建筑灭火器配置设计规范》（GB50140-2005）

《矿山安全标志》（GB 14161-2008）

《工业企业厂内铁路、道路运输安全规程》（GB4387-2008）

《供配电系统设计规范》（GB50052-2009）

《工业企业设计卫生标准》（GBZ1-2010）

《建筑物防雷设计规范》（GB50057-2010）

《建筑抗震设计规范》（GB/T 50011-2010）[2024年版]

《低压配电设计规范》（GB50054-2011）

《通用用电设备配电设计规范》（GB50055-2011）

《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）

《有色金属采矿设计规范》（GB 50771-2012）

《爆破安全规程》（GB6722-2014）

《非煤露天矿边坡工程技术规范》（GB 51016-2014）

《建筑设计防火规范》（GB50016-2014）（2018 年版）

《中国地震动参数区划图》（GB 18306-2015）

《用电安全导则》（GB/T 13869-2017）

《有色金属矿山排土场设计标准》（GB 50421-2018）

《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）

《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）

《生产经营单位生产安全事故应急预案编制导则》（GB/T 29639-2020）

《有色金属工业总图规划及运输设计标准》（GB50544-2022）

《生产过程危险和有害因素分类与代码》（GB/T13861-2022）

《建筑照明设计标准》（GB/T 50034-2024）

《金属非金属矿山排土场安全生产规则》（AQ2005-2005）

《安全评价通则》（AQ8001-2007）

《金属非金属地下矿山通风技术规范 通风系统》（AQ2013.1-2008）

《金属非金属地下矿山通风技术规范 局部通风》（AQ2013.2-2008）

《金属非金属地下矿山通风技术规范 通风管理》（AQ2013.4-2008）

《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ2031-2011）

《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》（AQ2032-2011）

《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》（AQ2036-2011）

《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T 2033-2023)

《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T 2034-2023)

《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023)

《金属非金属地下矿山人员定位系统通用技术要求》（KA/T2051-2016）

《金属非金属地下矿山通信联络系统通用技术要求》（KA/T2052-2016）

《金属非金属地下矿山监测监控系统通用技术要求》（KA/T2053-2016）

《金属非金属露天矿山高陡边坡安全监测技术规范》（KA/T 2063-2018）

《矿坑涌水量预测计算规程》（DZ/T 0342-2020）

《露天矿边坡勘察规范》（YBJ 13-1989）

《民用爆炸物品重大危险源辨识》（WJT9093-2018）

1.2.3 建设项目技术资料

（1）《新疆维吾尔自治区哈密市土屋矿区铜矿资源储量核实报告》（北京矿产地质研究院有限责任公司，2023 年 11 月）

（2）《新疆维吾尔自治区哈密市土屋矿区铜矿资源储量核实报告》矿产（资源储量评审意见书，北京中矿联咨询中心，2024 年 7 月 5 日）

（3）《新疆哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿选矿工业场地及生活区、尾矿库、排土场工程岩土工程勘察报告》（新疆地质工程勘察院，2010 年 3 月）

（4）《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿排土场扩建项目岩土工程勘察报告（详细勘察阶段）》（江西省勘察设计研究院有限公司，2023 年 11 月）

（5）《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿露天采场最终境界边坡稳定性研究》（矿冶科技集团有限公司，2023 年 10 月）

（6）《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿排土场边坡稳定性评价》（西北有色勘测工程有限责任公司，2023 年 6 月）

（7）《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿露天采场上部边坡不稳定区域治理工程设计》（西北有色勘测工程有限责任公司，2024 年 4 月）

（8）《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿采矿改扩建工程可行性研究报告》（兰州有色冶金设计研究院有限公司，2024 年 4 月）

（9）《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿改扩建工程采矿方法论证报告》（武汉理工大学，2024 年 6 月）

（10）《哈密焱鑫铜业有限公土屋铜矿 II 号矿体 508m 以上露天采矿工程初步设计重大变更设计》（兰州有色冶金设计研究院有限公司，2023 年 10 月）

（11）《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿改扩建工程无底柱

分段崩落法采场结构参数优化研究报告》（武汉理工大学，2024 年 5 月）

（12）《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿改扩建工程露天转地下过渡期安全风险分析研究报告》（武汉理工大学，2024 年 5 月）

（13）矿山提供的其他资料及现场踏勘资料

1.2.4 其他评价依据

（1）建设项目安全预评价委托书

（2）哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿许可证（证号：C6500002010013120055529，有效期限：自 2024 年 5 月 17 至 2039 年 03 月 05 日 ）

（3）企业法人营业执照(统一社会信用代码：91650000766815748N，有效期限：自 2004 年 11 月 04 日至长期)

2.建设项目概述

2.1 建设单位概况

哈密焱鑫铜业有限公司成立于2004年11月4日，法定代表人为占锋，企业类型为有限责任公司，注册资本为20833.3334万元人民币，统一社会信用代码为91650000766815748N，企业地址位于新疆哈密市伊州区土屋铜矿矿区，所属行业为有色金属矿采选业，经营范围包含：铜矿的开采；铜产品的加工、销售（限自产）；电解铜的生产、销售（限自产）；销售水。

2009年12月由兰州有色冶金设计研究院有限公司编制了《新疆哈密土屋铜矿II号矿体采选工程初步设计》。依此建设并于2012年首次取得安全生产许可证。2021年11月又委托兰州有色冶金设计研究院有限公司编写完成了《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿露天采矿改扩建工程初步设计》。矿山最近一次换发安全生产许可证有效期至2023年01月16日。哈密焱鑫铜业有限公司依法向新疆维吾尔自治区自然资源厅申请并取得了矿区采矿权许可证，采矿许可证号：C6500020100131200055529，矿区范围由8个拐点圈定，开采深度由650m至100m标高，有效期2024年5月17日至2039年3月5日，生产规模为400×10^4t/a，面积为5.6654km^2。

矿山在开采过程中，露天境界超出采矿权范围，哈密焱鑫铜业有限公司办理了采矿许可证。根据《国家矿山安全监察局关于印发<关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见>的通知》（矿安〔2022〕4号，2022年2月8日发布）规定：新建、改建、扩建金属非金属矿山对采矿许可证范围内的矿产资源原则上应当进行一次性总体安全设施设计，为此，2024年4月，哈密焱鑫铜业有限公司委托兰州有色冶金设计研究院有限公司对采矿权范围内的矿体进行一次性总体设计，并编制了《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿采矿改扩建工程可行性研究报告》，设计项目属于改扩建，采取先露天后地下开采的方式，露天开采共圈定了三个露天境界，分别为I号、II号、III号露天

境界。先进行Ⅱ号露天境界开采，其次开采Ⅰ号露天境界，最后开采Ⅲ号露天境界。露天开采完毕后，再转入地下开采。地下开采总体上采用自上而下逐中段，由上盘到下盘逐矿体，中段内从一端向另一端的后退式开采顺序。生产能力 400×10^4t/a。露天采场为深凹露天坑，设计采用公路开拓-汽车运输方案，采用缓帮采矿，陡帮剥离的组合台阶开采工艺。地下开采采用胶带斜井＋副井（罐笼）+辅助斜坡道开拓，采矿方法采用无底柱分段崩落法。

土屋铜矿是改扩建矿山。

矿区位于哈密市西南 210°方向直距约 80km 的戈壁滩上，矿区中心地理坐标：东经 92°36′48″，北纬 42°07′00″，哈（哈密）-罗（罗布泊）公路，从矿区的西北侧通过，距离矿区 2km，柏油路面质量较好。哈（哈密）-罗（罗中）铁路也已建成，线路走向与哈—罗公路一致。由矿区至东北方向的哈密市，距离最近的生产矿山为大南湖煤矿，约 30km 的路程；距离最近的居民点南湖乡约 90km。矿区到哈密市的公路里程约 126km。交通较为方便。矿区周边 1km 外没有村庄和河流。（见图 2-1）。

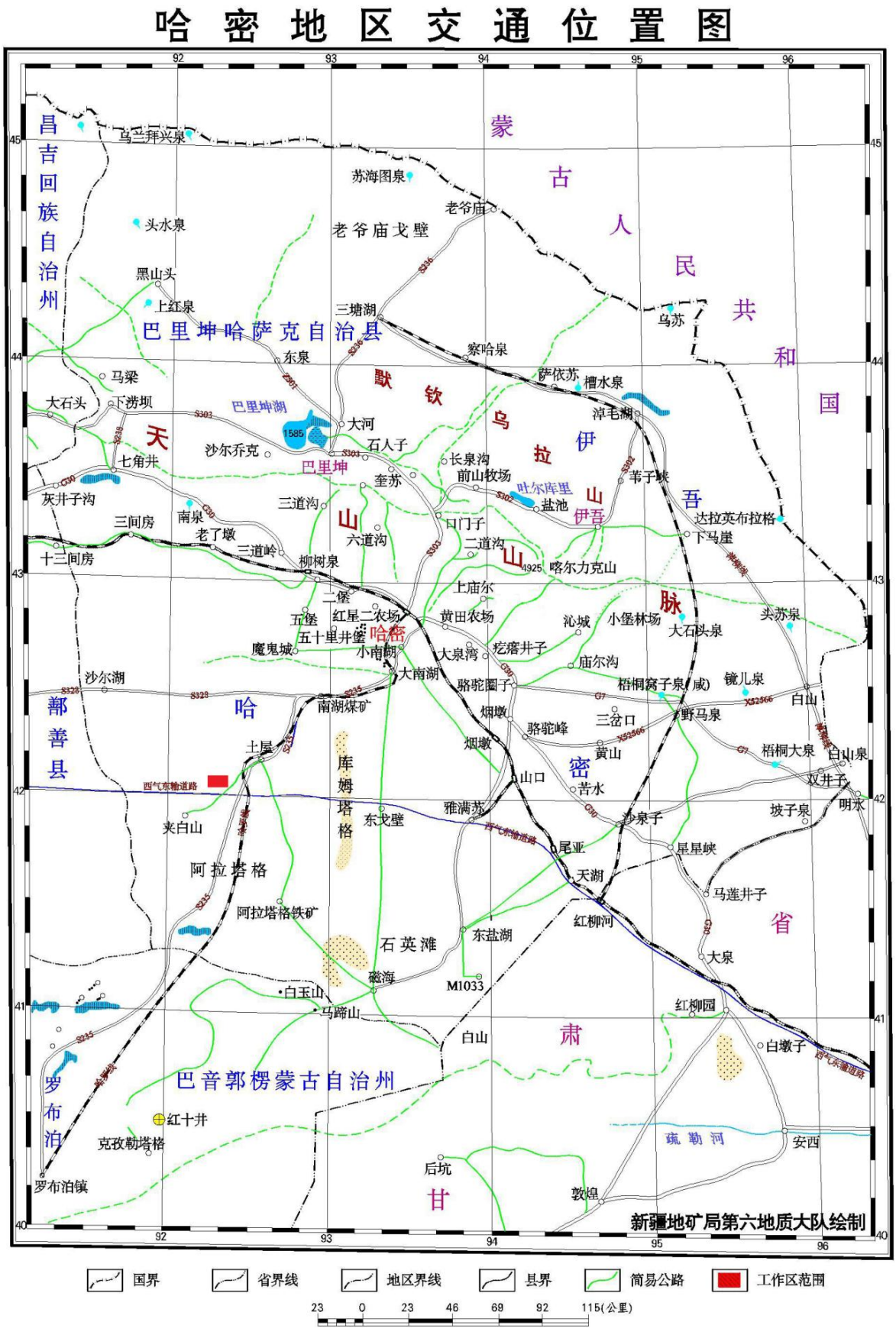


图 2-1　矿区位置及交通情况图

2.2 自然环境概况

2.2.1 地形地貌

矿区地处吐鲁番—哈密盆地南缘，区内地形起伏不大，最大海拔高度779.20m，最低550m，相对高差较小，为低山丘陵区。微地貌以坡度缓、比高小的孤立残山和垄岗地貌最为发育。其次为树枝状长条状冲沟及洼地、第三系形成夷台地。矿区外围整体地貌为辽阔戈壁景观。矿床地形南高北低，最大海拔高度690m，最低615m，西北部冲沟及洼地发育。

2.2.2 气候

矿区内极干旱贫水，无常年地表水存在。暂时性地表迳流皆因偶降暴雨所致，多沿树枝状冲沟汇入山间洼地或主干沟谷，稍纵即逝，蒸发迅速。

矿区属典型的大陆性气候，冬冷夏热，春秋多风，温差悬殊，雨量稀少。年平均降水量24.2mm，多集中在7～8月。冬季有薄雪覆盖，翌年3月初可融尽。年蒸发量是降水量的200倍以上。每年4～6月为风季，多西北风，风力4～6级不等，间或有1～2天的沙尘暴，最高风力可达8～9级以上，常常造成灾害。

根据《建筑抗震设计规范》（GB/T 50011-2010）（2024年版），矿区所在地区地震设防烈度为7度，设计基本地震加速度值为0.05g，地震动反应谱特征周期为0.40s，设计地震分组为第二组。

2.3 建设项目地质概况

2.3.1 矿区地质概况

土屋铜矿床在区域上位于塔里木板块与准格尔板块对接带北侧，即哈尔力克—大南湖晚古生代陆缘岛弧带，次级构造单元为企鹅山石炭纪增生岛弧带。南距板块边缘断裂—康古尔塔格深大断裂仅3km，断裂及其以南即为两大板块缝合带—秋格明塔什—黄山韧性剪切带。

（1）地层

矿区出露地层为上—下石炭统企鹅山群第一组（$C_{1-2}Q_1$）和第二组（$C_{1-2}Q_2$），上石炭统干墩岩组（C_2g）,中侏罗统西山窑组（J_2X）及第四系全新统的坡积物（Q_4^{SL}）和冲洪积物（Q_4^{aL}）。以康古尔塔格深大断裂（F1）为界，上—下石炭统企鹅山群与上石炭统干墩岩组岩石类型截然不同。

上—下石炭统企鹅山群第一组（$C_{1-2}Q_1$）：根据岩性、岩相组合，空间分布位置及形态特征，可分为两个岩性段。地层总体走向北东东向，倾向南，倾角 66～83°，与上覆第二组为断层接触关系。

第一岩性段（$C_{1-2}Q_1^1$）：广泛分布于矿区中南部，沿康古尔塔格深大断裂（F_1）北侧呈近东西向展布。岩性以灰色、灰绿色不等粒长石岩屑砂岩为主，夹火山角砾岩、凝灰岩、沉凝灰岩及玄武岩。属火山活动早期产物。厚度大于 1000m。

第二岩性段（$C_{1-2}Q_1^2$）：分布于矿区中偏北部，总体呈北东东向带状展布。岩性以灰色、灰绿色、褐红色含砾长石岩屑砂岩为主，夹玄武岩、安山岩、凝灰岩及透镜状生物碎屑灰岩、砾岩。厚度大于 800m。

上—下石炭统企鹅山群第二组（$C_{1-2}Q_2$）：为一套中基性火山熔岩—碎屑岩建造，分布于古火山口两侧。根据岩性（岩相）组合、空间分布位置、形态及火山活动特征，可将其分为三个岩性段。

第一岩性段（$C_{1-2}Q_2^1$）：沿古火山口两翼对称分布，东西两侧及北部被侏罗系、第四系覆盖。岩性以灰绿色、紫红色玄武岩为主，夹安山岩、英安岩、角砾熔岩、凝灰岩、火山角砾岩、沉凝灰岩、含砾岩屑砂岩及砂砾岩。段内见有较多灰绿色、红褐色次闪长玢岩、斜长花岗斑岩、安山玢岩浅成侵入体。厚度大于 900m。

其中与土屋铜矿有关的中、酸性浅成侵入体（次火山岩）即产于该岩性段中下部玄武岩与（含砾）岩屑砂岩接触部位。

第二岩性段（$C_{1-2}Q_2^2$）：分布于矿区中北部，独成一体，构成古火山机

构的中心。岩性为灰绿色、紫红色集块角砾溶岩。厚度大于 680m。

第三岩性段（$C_{1-2}Q_2^3$）：集中分布于第二岩性段火山管道相集块角砾溶岩中的古火山洼地中。主要岩性为灰绿色蚀变复成份砾岩，局部夹透镜状细粒长石岩屑砂岩。

上石炭统干墩岩组（C_2g）：分布于矿区南部，沿康古尔塔格深大断裂南侧呈近东西向展布。为一套半深海—浅海湖复理石杂岩建造。划分为两个岩性段。

第一岩性段（C_2g^1）：分布于矿区南部。出露岩性为灰色、深灰色砂质千糜岩，含炭砂质千糜岩、沉凝灰岩夹透镜状生物碎屑灰岩，见有锰质结核。与上覆第二岩性段为断层接触关系。厚度大于 1000m。

第二岩性段（C_2g^2）：沿康古尔塔格深大断裂（F_1）南侧分布。岩性为灰色、深灰色、绿灰色砂质千糜岩、糜棱岩化砂岩夹沉凝灰岩透镜体，近岩体为角岩。厚度大于 500m。

中侏罗纪西山窑组（J_2x）：分布于矿区北部及两侧，地层倾向北。岩性为褐色、灰色含砾砂岩、粗砂岩、细砂岩、粉砂岩、泥岩，夹铁质结核及煤线。厚度大于 30m。

第四系（Q_4）：分布于矿区北部，地貌为负地形冲沟及洼地。可分为坡积物（Q_4^{sl}）和冲洪积物（Q_4^{al}）。坡积物（Q_4^{sl}）分布于矿区北部相对正地形上，为碎石、砾石及砂土堆积。最大厚度大于 10m；冲洪积物（Q_4^{al}）沿近东西向大沟及分支的南北向冲沟中分布，为碎石、砾石及泥砂堆积，厚度一般 0.5～5m。

（2）构造

矿区褶皱构造不发育，断裂构造发育，以近东西向为主，北西向次之。其中康古尔塔格深大断裂（F1）为准格尔板块与北天山洋盆的分界断裂。按形成先后、分布空间及断裂性质等可分为火山断裂组、一般断裂组、剪切断裂组、右行平移断裂组。区内断裂未发现对矿体明显的破坏作用。

火山断裂组的形成与火山机构密切相关，根据形成先后及展布形式可分为放射状断裂和环状断裂两组。

放射状断裂包括 F2、F12、F19、F22、F23 等 5 条。分布于古火山口南北两侧的火山岩地层中，垂直地层呈放射状产出。一般长 200～600m，倾角陡立，延深小，属张裂性质。切割上—下石炭纪企鹅山群第二组第一段。

环行断裂组有 8 条，分别为 F3、F10、F11、F17、F14、F5、F13、和 F16。分布在古火山口两侧的火山岩地层中，总体呈近东西向平行或斜切地层走向产出。其规模相对较大，一般长 400～1700m。该断裂组具先张后压多期活动的特点。其中分布于火山管道北侧的 F16、F17 等断裂是重要的控矿、容矿构造。系火山活动末期形成。

F16 控矿断裂特征：系火山环行断裂组主要断裂之一，沿火山口北侧分布，东西两侧被第四系覆盖。切割了上—下石炭纪企鹅山群第二组第一段火山岩地层。总体走向近东西，长 1400m，破碎带宽 10～20m，倾向南，倾角 65～75°。为矿区II号矿体的主要控矿、容矿断裂。早期属张裂性质，表现为含铜玢（斑）岩（脉）及石英脉充填，是直接的导矿构造；晚期属压扭性质，沿矿体下盘形成破碎带，同时可见不含铜玢（斑）岩脉、石英脉、碳酸岩脉沿断裂底部充填，该断裂对矿体没有明显的错动和位移等改造现象，但它严格控制了II号矿体（浅成侵入体）的北部边界，是矿体底板的标志之一。

一般断裂包括 F8、F15 和 F4 等 3 条。分布于矿区古火山口与康古尔塔格深大断裂（F1）之间，切割了所有火山岩地层，长度 2000～16000m。规模大的断裂构成组和段的分界断裂（F8、F15）。走向近东西，倾角近直立，属韧—脆性断裂，沿断裂带糜棱岩、碎裂岩发育，褐铁矿化强烈，见有较多的中、酸性岩脉（体），断裂带两侧常形成陡崖，形成于火山断裂之后，系区域应力作用结果。

剪切断裂分布于 F1 断裂以南，主要由区域性韧切剪切作用形成。断裂走向多为近东西向（北东东向），长度大于 1000m，属韧性断裂，表现为断

裂带内千糜岩、糜棱岩、剪切透镜体普遍发育，岩石变形强烈，片、劈理密集，石英脉成群成带分布。地表为负地形洼地地貌。

右行平移断裂包括 F6、F7、F9、F18、F20、F21、F24、F25、F31、F32、F33 等 11 条。主要分布于古火山机构南侧，形成时间最晚，走向 300～330°，长度 200～1200m，切割地层及早期断裂，断裂带两侧地层走向略显斜交。

（3）岩浆岩

矿区岩浆岩发育，岩石类型比较齐全。火山岩主要分布于 F_1 断裂以北的上—下石炭统企鹅山群第一、第二岩组中，尤以第二组最为发育，均属于企鹅山旋迴火山岩系。浅成-超浅成侵入岩岩性有次闪长玢岩、斜长花岗斑岩、花岗斑岩、安山玢岩。呈岩枝、岩脉状产出，走向近东西向，与区域构造线基本一致。

除与土屋铜矿床密切相关的次闪长玢岩、斜长花岗斑岩体发现工业矿体外，矿区其它斑（玢）岩体均未发现铜矿体。

矿化次闪长玢岩由 2 个岩体组成。平面形态呈不规则宽带状，走向近东西，出露面积约 0.19km^2。该岩体全岩铜矿化，局部可圈出工业矿体，是土屋铜矿体的主要成矿母岩之一，局部有脉状斜长花岗斑岩侵入。东西两端被第四系及侏罗系地层覆盖。

矿化斜长花岗斑岩脉（Croπ），区内出露 3 条大小不等的岩体，面积 0.01～0.03km^2，沿次闪长玢岩还发育小的斜长花岗斑岩体（脉）近 20 个，一般面积小于 0.01km^2，最小面积不足 100m^2。平面形态呈不规则状、脉状。所有岩体（脉）均全岩孔雀石化，局部可圈出工业矿体，是土屋铜矿床的成矿母岩之一，形成时间晚于次闪长玢岩。

脉岩：矿区内以康古尔断裂（F_1）为界，以南主要发育受韧性剪切带控制的石英脉，另有少量花岗斑岩脉及次闪长玢岩脉；断裂以北脉岩不发育，主要有少量花岗斑岩脉，次闪长玢岩脉及少量石英脉。在个别花岗斑岩和次闪长玢岩中偶见星点状氯铜矿化及黄铁矿化，石英脉致密块状，未见任何矿

化。

（4）围岩蚀变

主要围岩蚀有绿泥石化、绿帘石化、碳酸岩化和硅化、高岭土化、绢云母化、黑云母化和钠长石化等。其中呈带状分布的硅化晚期形成的绿泥石化、绿帘石化和碳酸岩化在空间上与铜矿床的关系密切。围岩蚀变分带规律比较清楚，以矿体为中心，由内向外依次为硅化带、钾化带、石英—绢云母带、青磐岩化带，蚀变逐渐减弱。

2.3.2 水文地质概况

（1）矿床水文地质条件概述

矿区属典型的大陆干旱气候。降水量极少，年降水量 24.2mm，年蒸发量 5401.2mm。

区内常年极度缺水，亦无常年地表水体存在，补给源极其缺乏。

矿区位于哈密盆地的西南缘，多为标高 800m 以下地形起伏不大的剥蚀残山、丘陵，最高标高 779.2m，最低标高 550.00m，最大相对高差大于 100m，为低丘陵区。矿区外围整体地貌为戈壁滩。

矿区地下水类型主要为构造断裂破碎带脉状水，赋存于石炭系企鹅山群地层近东西向发育的构造断裂破碎带（F_{16}）中，受大气降水补给。

地下水埋深 29.54～57.12m，水位标高 598.86～625.21m。根据 ZK3901 和 ZK407 钻孔抽水试验，钻孔单位涌水量 0.000192L/s·m～0.0431L/s·m，属富水性极弱～弱的含水层，水量贫乏。水质属于 $Cl^{-}\cdot SO_4^{--}\cdot HCO_3$—$Na^{+}\cdot Ca^{++}\cdot Mg^{++}$ 型盐水，PH 值 7.29～7.86，矿化度 60.720g/L～96.392g/L。

矿区出露的第四系残坡积物、洪积层，孔隙发育，接受大气降水的渗入补给，但很快流失。岩层不含水，但是透水，为透水层。

矿区地表风化带以下及远离（F_{16}）破碎带的致密块状、坚硬完整的火山熔岩及浅成侵入岩等，由于裂隙不发育，大多呈闭合状，不含水，也不透水，

为相对隔水层。

地质勘探中在矿区共布置了 5 个长观孔，通过 10 个月的观测，地下水水位变化不大，和气象诸要素关系不太密切，说明矿区地下水循环交替极差，基本上处于停滞状态。

矿区及附近无地表水体，地下水的补给源主要是大气降水，而矿区气候极其干旱，降水量极少，因此地下水的补给来源十分贫乏。

矿区内大气降水渗入、汇入破碎带，构成一个“掌心地”式的蓄水构造，地下水的径流—排泄条件不好。

矿床充水来源，主要为大气降水和断裂带脉状水。总体分析矿床水文地质条件简单。

综上所述，该矿床属于裂隙水充水的水文地质条件简单的矿床，即Ⅱ类 1 型。

（2）矿坑涌水量预测

（1）露天开采

Ⅱ号露天采场封闭圈以上设置截水沟，涌水量估算分为封闭圈以上和以下两个部分，Ⅰ号和Ⅲ号露天采场按不考虑截水进行估算，采用采用降雨迳流量计算公式进行估算，降雨迳流量估算采用长历时（3d）考虑。

最大降雨迳流量计算公式：$Q_{max}=FH\psi_1$

正常降雨迳流量计算公式：$Qz=FX\psi_2$

Q_{max}—72h 最大降雨迳流量，单位 $m^3/3d$。

Qz—正常降雨迳流量，单位 m^3/d。

H_2—72h 最大暴雨量，根据《新疆水文手册》查询结果，取值为 12.50mm。

X—雨季 1d 平均降雨量，区内多年平均降雨量为 24.2mm。

F—汇水面积，Ⅱ号露天采场封闭圈以下取 $831822m^2$，封闭圈以上取 $31490m^2$；Ⅰ号露天采场取 $364698m^2$；Ⅲ号露天采场取 $28518m^2$。

Ψ_1—最大地表迳流系数，取值为 0.70。

Ψ_2—正常地表迳流系数，取值为0.70。

依据上述公式，设计预测的露天盆内降雨迳流量见表2.3-1。

表2.3-1　　露天盆内降雨迳流量计算

露天采场	分区	最大暴雨降雨径流量（m^3/3d）	正常降雨径流量（m^3/d）
Ⅱ	628m封闭圈以下	7278	540
	628m封闭圈以上	276	20
	合计	7554	560
Ⅰ	境界内	3191	236
Ⅲ	境界内	250	18

（2）地下开采

地下开采Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ号矿体整体为一个开采系统，整体估算矿坑涌水量。因矿区地下水贫乏，采用崩落法采矿，地下开采矿坑涌水量主要来自地表降雨入渗量。

设计频率暴雨迳流渗入量估算公式：

$Qp=Hp \cdot F \cdot \phi max$　　$Qz=8\% \cdot Qp$

Qp—预测最大涌水量，m^3/d

Qz—预测正常涌水量，m^3/d

Hp—设计频率暴雨量，mm，根据《新疆水文手册》查询结果，取值为10mm。

F—崩落区面积，取828892m^2。

ϕmax—设计频率暴雨迳流量渗入系数，取0.70。

根据上述计算公式，通过与采矿专业的结合，设计估算的105m标高以上矿坑正常涌水量为389m^3/d，最大涌水量为4859m^3/d。

2.3.3 工程地质概况

（1）矿区工程地质条件概述

根据矿区总体工程地质条件和矿区内岩性的分布情况，将本矿区划分为散体岩组、火山熔岩及浅成侵入岩岩组及断裂破碎岩组。

散体岩组：属第四系残坡积及洪积物（Q^{sl+al}）。残坡积层主要分布于山

坡及山岭地带，多为原岩的石块、碎石块堆积，为表层物理风化破碎带，厚度较薄，约为 0—2m。洪积层主要分布在山坡的坡脚、山间洼地及溪沟中，多为石块、碎石块、砂、土及盐渍物的混合堆积。厚度大小不均，根据钻孔揭露，厚度为 0—5.23m。规模小，散体状，疏松多孔，无胶结。少许由于粘土及盐渍物的胶结，成大块状。钻孔中岩芯显柱状。RQD 值大多为 0，个别钻孔如 ZK801 孔为 2.53%。属散体结构岩体。

火山熔岩及浅成侵入岩岩组：属石炭系上—下统企鹅山群第二组第一段（$C_{1\text{-}2}Q_2^1$），由火山熔岩夹碎屑岩、以及浅成侵入岩体组成。在矿区内主要为次闪长玢岩、斜长花岗斑岩、玄武岩、安山岩、辉绿岩、凝灰岩及含砾岩屑砂岩等岩石。岩组内发育了近东西向延伸的 F16 断裂，以及矿区的东北角与 F16 断裂相伴的一些规模不大的小断裂形成了一个独特的断裂破碎岩组。岩石基本完整，碳酸盐—石英细脉发育，RQD 值为 57.47—71.62%，平均值为 66.12%，属中等完整岩体。下盘岩层，钻孔揭露厚度大小不一，有近三分之一的编录施工钻孔打穿 F16 断裂带，揭露了下盘岩石，岩石完整性较好，RQD 值为 69.87—99.79%，平均值为 85.83%，为较完整的岩体。

断裂破碎岩组：主要位于 F16 断裂带及矿区东北角的 F1—F15 小断裂带内。岩组主要由含铜矿体的次闪长玢岩、斜长花岗斑岩、蚀变岩及部分断层泥等组成，岩石破碎，呈碎裂岩、角砾岩，块状、碎块状、碎屑状及泥状等。此组岩石中，主要发育了一系列的压性结构面，即构造结构面—断层、节理、层间错动面等。F1—15 断裂多硬性结构面，其中泥质充填物很少或没有。F16 断裂为软弱结构面，具有先压后张，随火山作用具有多期活动的特点。矿体及岩石的风化和蚀变作用多沿此断裂向深部发展。岩石中结构面十分密集，纵横交错，彼此咬合。结构面间距很小，几厘米至几十厘米。RQD 值多为 0—40%，平均值为 37.87%。岩体完整性差，属岩石质量劣的或极劣的，为破碎岩体。

矿体及围岩主要为次闪长玢岩及斜长花岗斑岩，岩矿（石）一般为稳固

—中等稳固，但位于断裂破碎带中或旁侧的矿（岩）石较为破碎，为碎裂结构岩体，易产生掉块、小滑动等不良工程地质现象。

矿体底板靠近 F16 断裂破碎带，岩石及矿石的稳固性相对减弱，开采时应予以重视。

近地表的矿石、岩石，由于风化，矿石及岩石的稳定性较差，采矿、剥离过程中易垮塌，应予以重视。

综上所述，土屋铜矿床属于碎裂—块状岩类为主的工程地质条件简单—中等的工程地质类型，即Ⅱ类 2 型。

（2）矿岩物理力学性质

体　　重：	氧化矿石	2.65t/m^3（Ⅰ号 2.57t/m^3）
	原生矿石	2.73t/m^3（Ⅰ号 2.68t/m^3）
	岩　　石	2.73t/m^3（Ⅰ号 2.68t/m^3）
硬度系数：	氧化矿石	f=4
	原生矿石	f=8-10
	岩　　石	f=8-10
松散系数：	矿（岩）石	1.55
自然安息角：	矿（岩）石	40°

2.3.4 矿床地质概况

土屋铜矿床产于古火山机构北侧的蚀变次闪长玢岩中，受环状断裂控制。矿带长 2500m，宽 100-300m。总体呈走向近东西向的带状分布。倾向南，倾角 60-85°。矿床共圈定三个矿带，编号为Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ。

（1）矿床特征

1）II号矿带：为设计主要对象，地表控制长 990m，分布在 TC25 至 TC14 间，控制最大斜深 755m，其上部为氧化矿，下部为原生矿。II号矿带原生矿由 6 个子矿体组成，编号由上至下为II-①、II-②、II-③、II-④、II-⑤和II-⑥。

工业矿体有II-③、II-④两矿体，其中II-③为主矿体，为设计的主要对象。矿石类型分为氧化矿、原生矿两种类型。

氧化矿：氧化矿分布在 25 线-16 线间，控制长度 990m，控制最大斜深（11 线）89.28m，最小斜深（14 线）26.25m,平均斜深 49.24m。

矿体总体走向 80-260°，倾向南，倾角一般在 55-80°之间。沿走向 25 线以西、14 线以东尖灭，沿倾向延深至氧化界面。

矿体形态呈一大的不规则带状体，并以“顶盖状”覆于主矿体之上。沿走向无膨大狭缩的波状起伏，沿倾向由地表向深部呈板状稳定延伸。其底部不平整，沿走向在 7-15 线深度打，呈凹形，15 线西、7 线东逐渐升高；沿倾向在 15-7 线呈中间低，南、北两端高的“倾漏斗状”，3 线及其以东起伏不大,呈槽状。

矿体地表最大厚度 106.19m，最小厚度 5.06m，一般 40-90 m ，平均 62.52m。钻孔单工程最大厚度 82.37m，最小厚度 1.50m，一般在 20-60m 之间，平均 40.32m。

该氧化矿现状露天基本回采完毕，仅在东西两端端部保有少量资源量。

原生矿：II-③号矿体规模最大（为矿山现状露天开采矿体），铜金属量占总资源量的 90.96%，是设计的主要对象。

II-③矿体：工业矿体分布在 25-14 线之间，控制长 900m，控制最大斜深（7 线）755m，最小 272m，平均 467m。沿走向在 23 线以西、12 线以东尖灭，沿倾向在西部 23 线（350m 标高以下）变薄，东部 12 线（300m 标高）已尖灭。中西部 15、17 线虽未封闭，但亦有收缩变小的趋势。II-③矿体形态呈一厚大的似透镜状体，沿走向、倾向均具两头小中间宽的变化特征，15 线中部出现分支复合，7 线、0 线矿体深（下）部出现向下分支现象。矿体总体走向 81°，倾向 171°，倾角 62-83°之间，由西向东产状由缓变陡，局部直立或反倾。矿体单工程最大厚度 147.90m,最小 0.94m，一般厚度在 10-70m 之间，占见矿工程的 65.90%，见矿厚度大于 100m 的工程占 18.20%,平均厚

度 54.12m，厚度变化系数 78.32%，平均 0.67%。II-③号矿体顶底板均有低品位矿体依附存在，但连续性不好，局部有低品位矿体夹于主矿体中并分割主矿体，厚度一般 4-19m，品位 0.3-0.44%II－④号矿体：赋存在II－③号主矿体下盘，与其近平行产出。呈脉状或透镜状在剖面上与主矿体排列呈“多”字形。该矿体规模较大，铜金属储量占总资源量的 3.58%。分布在 23—0 线，控制长度 600m，最大延深 450m，平均 300m。工业矿体分布在 15—0 线，控制长度 200m，单工程厚度 10.35—23.84m，平均 16.93m，平均 0.55%。低品位矿体局部依附在工业矿体顶、底，分布在 23—7 线，控制长度 400m，单工程厚度 1.24—19.94m，平均 10.65m，平均 0.36%。

II-①、II-②号矿体：位于II－③号矿体上盘 5—45m 处，呈脉状或透镜状与其平行状产出。①与②号矿体间距一般在 5—20m，最小仅 2m，主要由低品位矿体组成，矿体产状表现为沿走向西段为 85°左右，东段 80°左右，倾角具上缓下陡的特点。

II-①号矿体：控制全长 600m，其中西段控制长 400m，分布在 23—7 线，控制最大斜深 613m，平均 434m；总体走向 87°，倾向 177°，300m 标高以上倾角为 64—68°，以下变陡为 72—77°；该段最大厚度 14.80m，最小 1.00m,平均厚度 7.13m；最高品位 0.47%，最低 0.32%,平均品位 0.43%。东段矿体控制长 200m，分布在 0—12 线，控制最大斜深 462m，平均 264m，总体走向 80，倾向 170°，倾角 71—75°；该段最大厚度 24.00m,最小 1.00m,平均厚度 7.60m；最高品位 0.56%,最低 0.30%,平均品位 0.40%

II-②号矿体：控制全长 800m，在 3 线主要分布在 600m 标高以上，往深部尖灭，因此以 3 线为界 600m 标高以下分成东、西两段矿体。西段分布在 25—7 线，控制长 400m，控制最大斜深 617m，平均 406m；总体走向 86°，倾角 176°，300m 标高以上倾角 62—64°，以下 75—78°；该段平均厚度 9.79m，平均品位 0.42%。东段矿体主要分布在 0—12 线之间的 400m 标高以上，控制长 200m，控制最大斜深 202m，平均 188m；总体走向 80°，倾向 170°，

倾角 74°；该段平均厚度 6.45m，平均品位 0.37%。

II－⑤号矿体：位于II－④号矿体下盘，分布在 15—7 线控制长 200m，单工程厚度 1.89—32.63m，平均 16.11m，单工程品位 0.37—0.54%，平均 0.45%。

II－⑥号矿体：位于II－⑤号矿体下盘，为单勘探线 3 个钻孔控制，单工程厚度 13.52—29.68m，平均 24.27m，单工程品位 0.38—0.44%，平均 0.39%。该矿体厚度较大，但沿走向均无钻孔控制，未参予资源量估算。

2）I号矿矿带

氧化矿：呈较大的“帽子”状覆于原生矿之上。矿体分布在 TC1—TC64 之间，控制长度 1500m，控制最大斜深（48 线）118.45m，最小（16 线）39.04m，平均 86.13m。矿体总体走向 75—95°，倾向南，倾角一般在 60—80°之间。沿走向在 64 线以西、0 线以东已尖灭，沿倾向延深至氧化界面。矿体地表最大真厚度 82.13m （TC48），最小仅 3.82m （TC1），一般 9.78—40.80m，平均 28.09m，平均品位 0.31%。

原生矿：I号原生矿体由 6 个子矿体组成，其中I－①为主要矿体，规模最大，矿石类型划分为工业矿和低品位矿。

I－①号矿体：工业矿体分布在 24～64 线之间，由 14 个钻孔控制，控制长 1300m，近地表最大埋深大于 100m（ZK6402 孔埋深 99.06m）。控制最大斜深 370m（40 线），最小 174m，平均 279m。沿走向在 24 线以西未封闭、向东于 64 线尖灭；沿倾向在中部 40 线（400m 标高以下）变薄分叉，有明显收缩变薄的趋势。东部 64 线（450m 标高）已尖灭。矿体走向在不同地段变化明显，倾角在不同的深度变化不大。走向变化的特点是：24 线以西 400m 标高以上矿体走向 58－238°，向东走向向东偏转一般为 89－269°。矿体单工程最大真厚度 63.34m（44 线），最小真厚度 4.33m（24 线），平均厚度 29.21m，厚度变化系数 64.83%，属厚度变化较稳定的矿体。矿体单样品位主要集中在 0.3～0.6%之间，单样最高品位 1.37%，单样最低品位 0.18%。单工程最高

品位 0.63%，最低 0.35%，平均品位 0.60%。品位变化系数 19.03%，属有用组份分布均匀的矿体。I－①号矿体低品位矿分布于 24～48 线，向东西两侧逐渐尖灭。多依附于矿体顶、底存在，局部和矿体交替出现，连续性较好。单工程厚度 2.34～43.65m，平均 18.14m；单工程品位 0.30～0.37%，平均 0.37%。其厚度变化系数 78%，品位变化系数 19%。产状随矿体变化而变化。

其它矿体I－②、I－③、I－④等矿体规模较小，呈脉状、似层状排列在I－①主矿体下盘。

3）III号矿带

氧化矿：主要分布在 TC39 至 TC23 间，控制长度 400m，控制最大斜深（31 线）80m。矿体总体走向 93°，倾向南，倾角一般在 60—75°之间。沿走向在 25 线以东已尖灭、39 线以西被侏罗系覆盖，沿倾向延深至氧化界面。矿体形态呈不规则的透镜状体，并以“顶盖”状覆于原生矿之上。在平面上沿走向由东向西具膨大--分支--复合狭缩--再分支的现象，膨大部位在 31-27 线；沿倾向由地表向深部明显变薄，总体呈“楔”型状。矿体平均厚度 28.51m，平均品位 0.38%。

原生矿：共有 2 条线（39、31 线）3 个钻孔控制，均为低品位矿体，厚度不大，规模甚小。矿体分布在 39—25 线之间，仅 31 线 2 个钻孔见矿。控制最大斜深（40 线）530m，最小 200m，平均 365m。沿走向以 31 线为中心向东西两侧逐渐尖灭，沿倾向在 31 线中部（400m 标高以下）变薄分叉，深部（100 m 标高以下）尖灭趋势明显。矿体形态呈“楔”形的透镜状，剖面形态呈脉状。矿体总体走向 92°，倾向南，倾角 70—82°之间，沿倾向产状逐渐变陡。矿体平均厚度 4.08m，平均品位 0.33%。

（2）矿石特征

矿物成分：矿石中金属矿物主要有黄铜矿、斑铜矿，其次为磁铁矿、黄铁矿、闪锌矿、方铅矿，少量辉铜矿、辉钼矿、钛铁矿、锌砷黝铜矿；氧化矿物有绿铜矿、孔雀石、褐铁矿、铜蓝等。

脉石矿物主要有石英、绢云母、绿帘石、黑云母、绿泥石、方解石和长石；次要有斜黝帘石、钠长石和高岭石等。

矿石主要有用组分为 Cu；伴生有用组分主要有 Ag，含量 2～5g/t；另外，根据组合分析样品数据，矿石中其它伴生组分有 Au 0.11g/t、Ga 0.002%，按勘查规范，矿石中 Au、Ga 的含量达到伴生有用组分评价标准要求。有害组分主要为 MgO，平均含量约 3.51%。

矿石结构构造：矿石结构主要有：中～细粒状结构、半自形～他形粒状结构、固熔体分离结构、交代结构和破碎结构。矿石主要构造有浸染状构造、脉状构造和细脉浸染状构造。

矿石工业类型有氧化矿石和原生矿石，混合矿石极少，并入原生矿中。根据矿石的物质成分、结构构造等特征，矿石成因类型可分为次闪长玢岩型、斜长花岗斑岩型和石英岩（脉）型，其中次闪长玢岩型矿石构成工业矿体的主要类型，占总工业矿石量的 88.30%。

（3）矿石类型

矿石自然类型有氧化矿石和原生矿石，混合矿石极少，并入原生矿中。

矿石工业类型：根据矿石的物质成分、结构构造等特征，矿石工业类型可分为次闪长玢岩型、斜长花岗斑岩型和石英岩（脉）型，其中次闪长玢岩型矿石构成工业矿体的主要类型，占总工业矿石量的 88.30%。

（4）围岩及夹石

矿床主矿体赋存在次闪长玢岩体的中底部，其间穿插少量的斜长花岗斑岩脉。矿体直接底板主要为构造角砾岩（角砾成分以次闪长玢岩为主，局部为斜长花岗斑岩，个别地段为沉凝灰岩和砂岩），其中发育有黄铁矿碳酸盐岩脉，矿体顶板为同成分次闪长玢岩，与矿体呈渐变过渡关系。围岩矿物成分及结构、构造等与矿体相近。

矿体夹石岩性主要为次闪长玢岩和斜长花岗斑岩，形态呈透镜状、脉状。规模较大的有两处，15 线夹石规模为 150m（走向）×220m（倾向）×6m

（厚度），0 线夹石规模为 100m（走向）×150m 倾向）×15m（厚度），赋存于 500m-300m 标高之间。夹石矿物成分及结构、构造等与相应的矿体相似，铜含量一般为 0.06%～0.29%。

2.4 工程建设方案概况

2.4.1 矿山开采现状

矿山 II 号矿段已形成一个较大露天采坑，露天采场境界上口尺寸 1150×950m，露天境界最低台阶标高 424m，最高台阶标高 640m，台阶高度 12m，台阶坡面角 65°，主要台阶有 628m、616m、604m、592m、580m、568m、556m、544m、532m、520m、508m、496m、484m、472m、460m 台阶，未扩帮至固定帮的安全平台宽度 10m，清扫平台宽度 9-15m。运输平台宽度 13.5-19.5m，628-604m 局部并段，并段后台阶高度 24m，台阶坡面角 65°。矿岩由 4.6m^3 液压挖掘机铲装至 60t 自卸汽车，矿石从北出口通过自卸汽车运至原矿仓或矿石堆场，废石从南出口运往废石场，低品位矿石分别运往低品位原生矿石堆场和低品位氧化矿堆场堆存。穿孔采用 φ140mm 潜孔钻机，孔网参数 5m×4m，采用乳化炸药和铵油炸药，大区微差爆破方式。开采现状见图 2-2。

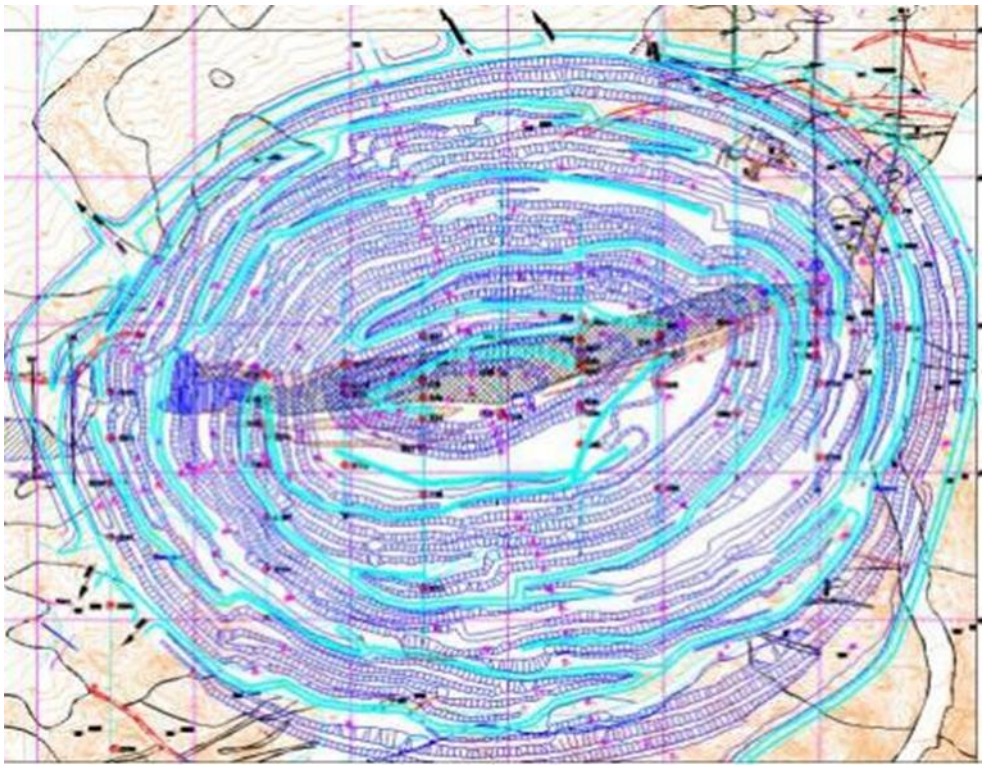


图 2-2 矿山开采现状图

2023 年 3 月 13 日-3 月 17 日，新疆矿山安全生产集中帮扶组第三工作组非煤第三组对哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿开展督导检查。检查中焱鑫铜业露天采场共发现重大隐患 6 条。截止目前，重大隐患整改完成 4 条，剩余 2 条重大隐患未整改完毕，为彻底完成剩余 2 条重大隐患的整改，同时消除采区严重采剥失衡，兰州有色冶金设计研究院有限公司 2023 年 10 月编制了《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿 II 号矿体 508m 以上露天采矿工程安全设施重大变更设计》，并通过新疆维吾尔自治区应急管理厅组织的《安全设施设计》评审，取得非煤矿山建设项目安全许可意见书（（新）应急非煤项目设施设计审字〔2023〕000139 号），批准建设期从 2023 年 11 月 10 日至 2024 年 9 月 1 日。

2024 年 1 月 8 日，采场东北帮 604-628m 边坡出现局部滑塌，滑塌导致采场进出口道路阻断，无法通行。该滑移区位于永久道路底部边坡，滑移区域滑移体上部跨长 70m、最大宽度 15m，滑移体沿路面下沉 5.3m。现场调查该区域存在 F3 断层，节理、裂隙较发育，表层岩石风化程度高、岩石破

碎，最终产生失稳滑移。为保证露天采场后续的安全运行生产，哈密焱鑫铜业有限公司委托西北有色勘测工程有限责任公司编制了《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿露天采场上部边坡不稳定区域治理工程》（2024 年 4 月 9 日），治理方案如下：单坡坡面削坡坡比为 1:0.6（59°），每级坡高 12m，556m 及以上设置 568m、580m、592m、604m、616m、628m、640m 平台共 8 处平台，其中 568m、592m、616m 平台宽 12m，580m、604m、628m 平台宽 8m，设置出入沟永久道路宽 16m，边坡削坡综合坡比 35°～37°（556m 平台以上部分）。

2.4.2 建设规模及工作制度

设计范围为现有采矿权范围，设计开采方式前期为露天开采，中后期地下开采，设计对象为Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ号矿体保有资源量。

露天开采中，对保有的原生工业矿探明资源量和控制资源量均全部利用，对保有的原生工业矿推断资源量按 0.70 的可信度系数利用；对 Cu 品位≥0.32%的氧化矿进行设计利用，其各类型资源量设计利用原则同原生矿工业矿；对 Cu 品位≥0.30%的低品位原生矿进行设计利用，其各类型资源量设计利用原则同原生矿工业矿。

地下开采中，对保有的原生工业矿探明资源量和控制资源量均全部利用，对保有的原生工业矿推断资源量按 0.70 的可信度系数利用；地下开采氧化矿由于品位低，设计暂不利用；经测算对 Cu 品位≥0.44%的低品位原生矿进行设计利用，其各类型资源量设计利用原则同原生矿工业矿。

由于采矿权范围最低标高为 100m，为确保设计的井巷工程不超出采矿权范围，可研将最低中段标高设为 105m，水仓工程巷道底板标高为 100m。105m-100m 资源量规划在 100m 以下深部开采时进行开采，设计暂不利用。

土屋铜矿露天开采设计利用资源量 32905001t，地下开采设计利用资源量 42833333t。

土屋铜矿采矿改扩建工程为改扩建项目，由地表工程和井下工程组成。改扩建后采矿规模为 400×10^4t/a，即 13333t/d。

矿山露天开采服务年限 8a，基建期 2a，达产期 7a，减产期 1a。

矿山地下开采服务年限 12a，基建期 3a，生产期第 8a 露天开采完毕后进行地下开采，达产期 10a，减产期 1a。矿山露天＋地下总服务年限为 19a，其中矿山第 5a 开始地下基建工程。

矿山工作制度为年工作 300 天，每天 3 班，每班 8 小时。

2.4.3 总图运输

（1）总体布置

设计相关场地由露天采场、采矿工业场地、临时堆场（氧化矿和低品位矿）、排土场、爆破材料库、生活办公区及其他辅助设施等组成。

矿山总平面布置卫星图

a．露天采场

设计包括三个露天采场，分别为：I号露天采场、II号露天采场、III号露天采

场。其中现有露天采场为II号露天采场，I号露天采场位于II号露天采场东侧，III号露天采场位于II号露天采场西侧。

I号露天采场：露天开采标高 618m-402m，在矿体北侧布置了一个出入口，为矿石与废石共用出口，出口标高为 618.00m。露天采场占地面积约 41.23hm^2。

II号露天采场：露天开采标高 616m-292m，在矿体北侧布置了一个原矿出口，出口标高为 628.00m；在矿体西侧布置了一个废石出口，出口标高为 640.00m。露天采场占地面积约 102.84hm^2。

III号露天采场：露天开采标高 634m-598m，在矿体南侧布置了一个出入口，为矿石与废石共用出口，出口标高为 640.00m。露天采场占地面积约 2.71hm^2。

三个露天采场共占地面积约 146.78hm^2。

b．采矿工业场地

露天开采规模：400×10^{4}t/a（13333t/d），工作制度：300d/a，3 班/d，8h/班。采矿工业场地主要包括副井工业场地、胶带斜井工业场地。

副井工业场地布置在II号露天采场西侧约 350m 处，主要布置有副井、车场及采矿辅助设施，场地控制标高为 613.50～616.70m，占地面积约 1.90hm^2。

副井工业场地主要布置有副井、车场及采矿辅助设施。主要建筑物布置在场地的西侧，从南至北依次布置有坑口电机车修理间、材料库房、空压机站、锅炉房、提升机房、采矿 10kV 变配电所、柴油发电机房、坑口办公室、停车场。场地的东侧为车场及废石临时堆场。

胶带斜井工业场地布置在选厂粗碎车间西侧约 100m 处，主要布置有胶带斜井、提升机房等设施，场地控制标高为 613.00～612.00m，占地面积约 0.30hm^2。

c．临时堆场

设计有两个临时堆场（1#临时堆场和 2#临时堆场）。

1）1#临时堆场（氧化矿堆场）

1#临时堆场主要堆存氧化矿，为现有氧化矿堆场位置，不再新增占地面积。氧化矿物理力学性质：比重 2.65t/m^3，松散系数 1.55，硬度系数 f＝4，自然安息角为 40°。设计共产生氧化矿 922.29×10^4t（松散方：539.45×$10^4$$m^3$）。1#临时堆场最低标高为 620.00m，最高标高为 660.00m，总高度为 40m，分两个台阶进行堆存，平台标高分别为 640.00m 平台、660.00m 平台。单层段高为 20m，平台宽度为 15m，坡比为 1:1.50，最终边坡角为 28°。1#临时堆场占地面积约 29.11hm^2，氧化矿堆场容积为 701.47 万 m^3，可以满足氧化矿堆存要求。

2）2#临时堆场（低品位矿堆场）

2#临时堆场主要堆存低品位矿，为现有低品位矿堆场位置，不再新增占地面积。低品位矿物理力学性质：比重 2.65t/m^3，松散系数 1.55，硬度系数 f＝4，自然安息角为 40°。设计共产生低品位矿 3206.35×10^4t（松散方：1875.41×$10^4$$m^3$）。2#临时堆场最低标高为 613.30m，最高标高为 660.00m，总高度为 46.70m，分三个台阶进行堆存，平台标高分别为 620.00m 平台、640.00m 平台、660.00m 平台。单层段高为 20m（局部为 6.7m），平台宽度为 15m，坡比为 1:1.50，最终边坡角为 23.97°。2#临时堆场占地面积约 29.11hm^2，低品位矿堆场容积为 754.00 万 m^3，由于低品位矿会在一定时间内集中与原生矿配矿处理，因此可以满足低品位矿临时堆存要求。

d．排土场

设计有两个排土场（1#排土场和 2#排土场）。其中 1#排土场为改扩建排土场，2 号排土场为新建排土场。基建期及生产期总排废量为 22803.80×10^4t（松散方：13091.07×$10^4$$m^3$），1#排土场占地面积约 267.75$hm^2$，容积为 17436.40×$10^4$$m^3$，现状容积为 8128.66×$10^4$$m^3$，新增容积为 9307.74×$10^4$$m^3$（主要堆存II号矿体和地下基建期产生废石）。2#排土场占地面积约 89.95hm^2，容积为 5793.80×$10^4$$m^3$（主要堆存I、III和地下生产期露天开采废石），可以满足废石堆存要求。

排土场总占地面积约 357.70hm^2，其中 1#排土场占地面积 267.75hm^2，2#排土场占地面积 89.95hm^2。1#排土场最低标高为 630m，最高标高为 750m，总高度为 120m，单台阶高度 20m，安全平台宽 15m，台阶边坡为 1:1.75 和 1：1.50，最终边坡角为 18.02°～22.39°。2#排土场最低标高为 585.80m，最高标高为 710m，总高度为 124.20m，单台阶高度 20m，安全平台宽 15m，台阶边坡为 1:1.50，最终边坡角为 25°。

e．炸药库

设计利用现有爆破材料库，不再新建。

f．生活办公区

设计利用现有生活办公区，不再考虑新建。

（2）内、外部运输及道路

企业外部运输主要为备品、配件、原材料及生活用品的运入和生活垃圾的运出。外部的运输除生活用品采用自备汽车运输外，其余均委托社会运输车辆运输。年运输量为 3.18×10^{4}t。

内部运输主要为原矿、废石的运输。露天开采：原矿由 60t 自卸汽车从露天采场直接运至选厂原矿仓或矿石堆场翻卸；废石也由 60t 自卸汽车直接运至排土场翻卸。地下开采：原矿经胶带斜井运至地表矿仓后直接接入现有胶带系统；废石经胶带斜井运至地表矿仓后再经汽车转运至排土场翻卸。年运输量为：露天开采：原矿 400×10^{4}t（汽车运输），运距 300m；废石 1894.66×10^{4}t（汽车运输），运距 2000m。地下开采：原矿 400×10^{4}t （胶带运输），运距 110m；废石 60×10^{4}t，胶带运输运距 110m，汽车运输运距 1800m。

2.4.4 开采范围

矿山取得新疆自然资源厅下发的哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿许可证，证号:C6500020100131200555529； 开采矿种为铜矿，开采方式：露天/地下开采；生产规模：400 万吨/年；矿区面积 5.6654km^2，开采

深度：由 650 米至 100 米标高。矿区范围由 8 个拐点圈定，各拐点坐标具体见表 2.4-1。

表 2.4-1 矿区范围拐点坐标表 （2000 国家大地坐标系）

拐点号	2000 国家大地坐标系	
	X 坐标	Y 坐标
1	4664088.30	31464151.69
2	4665196.50	31464156.79
3	4665172.29	31469302.25
4	4664154.10	31469027.84
5	4664140.32	31467991.75
6	4663877.19	31467991.76
7	4663877.19	31466641.70
8	4664122.08,	31466641.70

设计开采范围为采矿权范围。开采对象为采矿权范围内的所有可采矿体，即 I 号、II号、III号可采矿体，开采标高为 100～660m。

设计矿权范围内矿体开采采取先露天后地下开采的方式，露天开采共圈定了三个露天境界，分别为 I 号、II 号、III号露天境界。先进行 II 号露天境界开采，其次开采III号露天境界，最后开采 I 号露天境界。露天开采完毕后，再转入地下开采。地下开采总体上采用自上而下逐中段，由上盘到下盘逐矿体，中段内从一端向另一端的后退式开采顺序。

为了保持稳定的 400×10^4t/a 的供矿量，采取先露天后地下联合开采方式，露天坑闭坑后在露天坑底铺设 35m 厚覆盖层，在有挂帮矿量的露天台阶上同样铺设覆盖层，铺设厚度根据露天台阶宽度及废石自然安息角确定，铺设台阶上覆盖层时在上一层台阶往下一层台阶堆置，3 个露天境界覆盖层堆置量约 201.25×10^4m^3。

地下开采基建时间为 3 年，在露天生产第 5 年开始基建，II 号露天境界在露天生产第 7 年闭坑， I 号、III号露天境界在露天生产第 8 年闭坑。时间与空间关系上地下基建与露天开采同时施工，为了保证地下基建与露天开采互

不影响，设计地下基建工程都位于露天境界北侧，地下基建工程与露天坑水平距离至少 20m，因此地下基建与露天开采互不影响。

设计采用先露天后地下联合开采方式，露天生产服务年限 8 年，基建期 2 年，达产期 7a，第 8a 减产。矿山地下开采服务年限 12 年，基建期 3a，露天转地下衔接 1a，达产期 10a，减产期 1a。矿山露天＋地下总服务年限为 19 年，其中矿山第 5a 开始地下基建工程。

露天生产第 8 年只采I号、III号露天境界，II号在露天生产第 7 年闭坑，露天生产第 7 年II号露天境界闭坑后回填覆盖层，I号、III号在露天生产第 8 年闭坑，并可以在闭坑当年覆盖层回填完毕，下一年可直接转入II号、III号矿段的地下开采。因此为保证露天地下开采互不影响，地下生产刚开始开采II露天坑西侧挂帮矿量及III号露天坑底矿量，II号和I号境界之间挂帮矿等露天生产第 8 年I号露天坑闭坑并且所有覆盖层回填完毕再进行开采。

2.4.5 露天开采

2.4.5.1 开拓运输

设计矿权范围内矿体开采采取先露天后地下开采的方式。

设计露天开采继续采用公路开拓汽车运输方案。

矿石开拓运输：

Ⅱ号露天境界内矿石运输道路平台宽 16-20m，运输道路最大纵坡 8%；每隔 300m 设置一个缓坡段，缓坡段长度 60m，坡度不大于 3%；矿石平均运距 5.3 公里，矿石在工作面经 4.6m^3 液压挖掘机铲装至 60t 自卸汽车，经坑内道路和境界外公路运输至原矿堆场或原矿仓。

Ⅰ号露天境界内矿石运输道路平台宽 16m，运输道路最大纵坡 8%；每隔 300m 设置一个缓坡段，缓坡段长度 60m，坡度不大于 3%；矿石平均运距 3.8 公里，矿石在工作面经 4.6m^3 液压挖掘机铲装至 60t 自卸汽车，经坑内道路和境界外公路运输至原矿堆场或原矿仓。

III号露天境界矿石运输道路平台宽 16m，运输道路最大纵坡 8%；每隔 300m 设置一个缓坡段，缓坡段长度 60m，坡度不大于 3%；矿石平均运距 3.3 公里，矿石在工作面经 4.6m^3 液压挖掘机铲装至 60t 自卸汽车，经坑内道路和境界外公路运输至原矿堆场或原矿仓。

废石开拓运输：

II 号露天境界内废石运输道路平台宽 16-20m，运输道路最大纵坡 8%；每隔 300m 设置一个缓坡段，缓坡段长度 60m，坡度不大于 3%； II 号露天境界内废石至 1#排土场平均运距 7.3 公里，废石在工作面经 4.6m^3 液压挖掘机铲装至 60t 自卸汽车，经坑内道路和境界外公路运输至 1#排土场。

I 号露天境界内废石运输道路平台宽 16m，运输道路最大纵坡 8%；每隔 300m 设置一个缓坡段，缓坡段长度 60m，坡度不大于 3%； I 号露天境界内废石至 2#排土场平均运距 4.1 公里，矿石在工作面经 4.6m^3 液压挖掘

机铲装至 60t 自卸汽车，经坑内道路和境界外公路运输至 2#排土场。

III号露天境界废石运输道路平台宽 16m，运输道路最大纵坡 8%；每隔 300m 设置一个缓坡段，缓坡段长度 60m，坡度不大于 3%；III号露天境界生产时 II 号露天境界已经闭坑，废石直接通过 II 号露天境界废石运输道路运往 II 号露天境界作为地下开采时的覆盖层。

设计推荐矿岩装载选用 4.6m^3 液压挖掘机，矿岩运输选择载重 60t 自卸汽车。

2.4.5.2 采矿工艺

根据矿山的地形条件、矿体产状和选择的开拓运输系统，为减少扩帮工程量，均衡生产剥采比，降低贫化损失，采用缓帮采矿，陡帮剥离的组合台阶开采工艺，每组组合台阶一般 3～4 个台阶，即 2～3 个窄平台 1 个宽平台的组合。采矿工作面垂直矿体走向布置，沿走向由矿体一端向另一端推进。剥离沿矿体走向布置工作面，垂直矿体走向推进。

采剥作业主要参数为：

工作台阶高度：12m；

工作台阶坡面角：60°；

最小工作平台宽度：40m；

临时非工作平台宽度：15m；

工作帮坡角：15～28°；

运输平台宽度：双线 16-20m，单线 10m；

运输道路最大纵坡：8%；

缓坡段长度：60m；

挖掘机工作线长度：150～250m；

堑沟最小底宽：25m。

采剥作业：

根据矿岩物理力学性质、采剥工艺和生产规模，设计选择孔径φ140mm 的潜孔钻机为矿岩的主要穿孔设备，采矿孔网参数为 5m×4m，剥离孔网参数为 6m×5m，采用梅花形或矩形布孔，底盘抵抗线为 8m，为了保证边坡的完整和稳定，临近边坡时采用φ102mm 顶锤式钻机进行预裂爆破。采用干式捕尘方式。

为了改善爆破质量，提高爆破效果，减少爆破次数，设计采用大孔距、大区段多排垂直孔微差爆破，起爆方式为非电导爆管雷管起爆。炸药主要采用粒状铵油炸药，用炸药混装车现场装药，选取 2 台 15t 炸药混装车现场装药。矿山中深孔爆破制度为白班下班前爆破一次，每次爆破量为 7.01～14.01×10^4t，满足挖掘机 5～10 天的铲装量，每次爆破装药量为 14.92～29.7t，每次需爆破 113～225 个孔。

矿岩的最大块度为 700mm，大块率取 1%，岩石基本不破碎，直接运往废石场，矿石的大块集中堆放，采用液压破碎锤进行二次破碎。

预裂孔孔径Φ102mm，孔深 15m，倾角 60°，孔距 1.5m，填塞长度 1.5m，

线装药密度 1200g/m。预裂孔采用径向不偶合装药，不偶合系数为 2，预裂孔与主爆孔间隔 100ms，主爆孔排间隔 25ms。

2.4.5.3 供配电设施

（1）供电电源

露采期间，用电电源拟引自已有选厂 35kV 变配电站，电源采用双回路架空线路引自国家电网 110kV 区域变电站;站内安装 1 台 SZF9-12500/35kV，35/10kV，12500kVA，Y，d11 型有载调压电力主变压器，1 台 SZF15-12500/35kV，35/10kV，12500kVA，Y，d11 型有载调压电力主变压器 35kV 及 10kV 侧配电设备户内配置，电力主变压器室外配置；35kV 侧单母线分段并设置联络，10kV 侧单母线分段并设置联络，剩余容量 8000kVA，该变电站容量能够满足工程露采期间供电需求。

露采期间，在排水泵站旁设置预制舱式柴油发电机组作为一级负荷备用电源。

（2）用电负荷

a.电气设备安装总功率：1785.00kW，其中工作设备安装总功率：1785.00kW。

b.计算负荷：有功功率 1445.14kW；无功功率 574.47kvar（补偿后）。视在功率 1555.14kVA；功率因数 0.93（补偿后）。

露采期间一级负荷为露天采场排水泵及其控制系统用电，一级负荷安装功率为 1025.0kW，工作功率为 1025.0kW；其余动力照明负荷均为三级负荷。

（3）供配电方案

根据矿区外部供电和内部用电负荷分布情况（其中露天采掘设备均为柴油设备），沿 1#露天坑、2#露天坑架设环形供电线路，电源分别采用双回架空线路引自选矿厂 35kV 总降变配电站不同母线段，导线规格分别为 LGJ-3×70mm²、LGJ-3×50mm²，在环形供电线路末端设置跌落式熔断器作为电

气分隔点。沿 1#露天坑、2#露天坑环形供电线路均匀设置 15 台 S20-30/10，30kVA，10/0.4～0.23kV，D.yn11 型柱上照明变压器，电源“T”接引自采场环形供电线路，向采场高杆投光灯供电。在 2#露天坑 508m、388m、292m 排水泵站旁各设 1 座箱式变电站，电源采用架空线路“T”接引自采场环形供电线路，导线规格为 LGJ-3×50mm²；站内均安装 1 台 SCB16-400/10，400kVA，10/0.4～0.23kV，D.yn11 型电力变压器，0.4kV 馈线以电缆线路向各平台排水泵供电。在 1#露天坑 483m 排水泵站旁设 1 座箱式变电站，电源采用架空线路“T”接引自采场环形供电线路，导线规格为 LGJ-3×25mm²；站内安装 1 台 SCB16-250/10，250kVA，10/0.4～0.23kV，D.yn11 型电力变压器，0.4kV 馈线以放射式电缆线路向 555m，483m，402m 平台排水泵供电。3#露天坑与 2#露天坑毗邻，在 3#露天坑 598m 排水泵站旁设 1 座箱式变电站，电源采用架空线路“T”接引自 2#露天采场环形供电线路，导线规格为 LGJ-3×16mm²；站内安装 1 台 SCB16-50/10，50kVA，10/0.4～0.23kV，D.yn11 型电力变压器，0.4kV 馈线以放射式电缆线路向 598m 平台排水泵供电。

露采期间一级负荷为露天采场排水泵及其控制系统用电，为满足一级负荷供电需求，在 2#露天坑 508m、388m、292m 排水泵站旁分别设置一台 400kW 0.4kV 预制舱式柴油发电机组，在 1#露天坑 483m 排水泵站旁设置一台 250kW 0.4kV 预制舱式柴油发电机组，在 3#露天坑 598m 排水泵站旁设置一台 50kW 0.4kV 预制舱式柴油发电机组，作为各平台一级负荷排水泵的备供电源。

（4）供配电线路及敷设方式

露天开采期间采矿环形供电线路采用架空线路；其余采矿工业场地内的高低压线路均采用电缆线路。高压架空线路采用 LGJ 型钢芯铝绞线；户外高压电缆线路选用交联聚乙烯绝缘钢带铠装 YJV_{22}-8.7/15kV 型电缆；户外低压电缆选用交联聚乙烯绝缘钢带铠装 YJV_{22}-0.6/1kV 型电缆。

（5）防雷接地及电气照明

110/10kV 变电站设独立式钢结构避雷针进行防直击雷保护，所有变配电所、高压线路和柱上变压器高压侧均装设氧化锌避雷器作为防感应雷和操作过电压保护；炸药库按一类防雷建筑设防并装设避雷带和架空避雷线进行防直击雷保护；其他建构筑物均按三类防雷建筑设防。

除露天开采采矿场移动用电设备低压供电系统采用中性点绝缘的 IT 型系统外，其余低压供电系统均采用 TN-C-S 或 TN-S 系统。所有正常情况下不带电的电气设备金属外壳均需可靠接地，当采用共用接地装置时，接地电阻值不大于 1 欧姆。露采期间在露天采场设 4 组主接地极；当任一组主接地极断开后，在架空接地线上任一点所测得的对地电阻值不应大于 4Ω，移动式设备与架空接地线之间的接地线电阻值不应大于 1Ω。坑内开采时在井下排水泵房水仓设 2 组主接地极，在各中段采区变电所和主要配电点均设辅助接地极并与主接地极可靠连接从而形成井下接地网，接地网的总接地电阻不大于 1 欧，其中，每一移动式和手持式电力设备与接地网之间的接地电阻不大于 1 欧。

2.4.5.4 防排水系统

露天矿排水按 5%设计暴雨频率，坑底允许淹没 3 天的标准。

露天境界外设截水沟，境界外部汇水由截水沟截流后外排，防止外部汇水流入境界内。封闭圈以下汇水汇入最低生产台阶，通过泵站接力排至地表。

（1）II 号露天境界

628m～292m 之间的采场内涌水采用机械排水方式，随着开采水平的不断下降，最终形成 3 段接力排水泵站。最低生产台阶通过移动泵站将水泵送至上部固定泵站接力排出。随着露天开采台阶的下降，在 628m 封闭圈平台上设排水沟，将封闭圈以上边坡地表径流和地下涌水汇集后自流排出境界东部，在 508m、388m 平台上设排水沟和固定排水泵站，292m 平台设移动泵站，将大气降水和地下涌水由移动泵站和固定泵站接力扬送至 628m 封闭圈

标高平台外排。

封闭圈以下正常降雨径流量 540m³/d，最大径流量为 7278m³/3d。508m 平台固定泵站和 292m 平台移动泵站内配置水泵型号及数量相同，均设 2 台 BQS110-200/2-132/B 型排沙潜水泵，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作。388m 平台固定泵站设 2 台 BQS110-160/2-132/N 型排沙潜水泵，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作。

设 2 条排水管，正常涌水时 1 条工作，1 条备用，最大涌水时 2 条同时工作，排水管选用 φ159×6mm 无缝钢管。排水管沿各平台及边坡敷设，沿边坡敷设时，管道下设挡墩支承，以防下滑。架设管道在拐弯处，设固定支墩，在直线部分每隔 8m 设滑动支墩和固定支墩。管道穿过露天坑内运输公路时采用 φ219×6mm 钢套管，套管顶面到路面的距离不小于 0.5m，套管两端伸出路肩不小于 1.0m。

508m、388m 和 292m 平台排水泵站集水池容积均为 200m³ ,尺寸为 L×B×H=10m×4m×5m。

露天境界外及台阶排水沟坡度为 3‰，断面尺寸为 0.5m×0.5m，采用 MU30 浆砌块石结构，支护厚度 200mm(岩质水沟部分不支护)，内侧采用 M10 水泥砂浆勾缝。

（2）Ⅰ号露天境界

624m～402m 之间的采场内涌水采用机械排水方式，随着开采水平的不断下降，最终形成 3 段接力排水泵站。最低生产台阶通过移动泵站将水泵送至上部固定泵站接力排出。随着露天开采台阶的下降，在 624m 封闭圈平台上设排水沟，将封闭圈以上边坡地表径流和地下涌水汇集后自流排出境界东部，在 558m、486m 平台上设排水沟和固定排水泵站，将大气降水和地下涌水由移动泵站和固定泵站接力扬送至 618m 封闭圈标高平台外排。

Ⅰ号露天采场封闭圈以下正常降雨径流量 236m³/d，最大径流量为 3191m³/3d。558m、486m 平台固定泵站内配置水泵型号及数量相同，均设 2

台 BSQ35-100/2-30/N 型排沙潜水泵，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作，402m 平台移动泵站设 2 台 BSQ40-130/2-37/N 型排沙潜水泵，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作。

设 2 条排水管，正常涌水时 1 条工作，1 条备用，最大涌水时 2 条同时工作，排水管选用Φ89×4mm 无缝钢管。排水管沿各平台及边坡敷设，沿边坡敷设时，管道下设挡墩支承，以防下滑。架设管道在拐弯处，设固定支墩，在直线部分每隔 8m 设滑动支墩和固定支墩。管道穿过露天坑内运输公路时采用Φ108×4mm 钢套管，套管顶面到路面的距离不小于 0.5m，套管两端伸出路肩不小于 1.0m。558m、486m 和 402m 平台排水泵站集水池容积均为 120m³，尺寸为 L×B×H=6m×4m×5m。

露天境界外及台阶排水沟坡度为 3‰，断面尺寸为 0.5m×0.5m，采用 MU30 浆砌块石结构，支护厚度 200mm(岩质水沟部分不支护)，内侧采用 M10 水泥砂浆勾缝。

（3）III号露天境界

III号露天境界标高范围 634m-598m 采场内涌水采用机械排水方式。最低生产台阶通过移动泵站将水泵送至上部固定泵站接力排出。随着露天开采台阶的下降，在 634m 封闭圈平台上设排水沟，634m 平台截水沟和 II 号露天境界 628m 排水沟相接，将 634m 封闭圈以上边坡地表径流和地下涌水汇集后自流排入 II 号露天境界 628m 排水沟，在 598m 水平设排水沟和固定排水泵站，将大气降水和地下涌水由移动泵站和固定泵站接力扬送至 634m 封闭圈标高平台，之后排入 II 号露天境界 628m 排水沟。

封闭圈以下正常降雨径流量 18m³/d，最大径流量为 250m³/3d。

598m 水平移动泵站设 2 台 BSQ12-50-5.5/N 型排沙潜水泵，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作。

设 2 条排水管，正常涌水时 1 条工作，1 条备用，最大涌水时 2 条同时工作，排水管选用Φ57×4mm 无缝钢管。排水管沿各平台及边坡敷设，沿

边坡敷设时，管道下设挡墩支承，以防下滑。架设管道在拐弯处，设固定支墩，在直线部分每隔 8m 设滑动支墩和固定支墩。管道穿过露天坑内运输公路时采用Φ73×3.5mm 钢套管，套管顶面到路面的距离不小于 0.5m，套管两端伸出路肩不小于 1.0m。598m 平台排水泵站集水池容积均为 120m³,尺寸为 L×B×H=6m×4m×5m。

露天境界外及台阶排水沟坡度为 3‰，断面尺寸为 0.5m×0.5m，采用 MU30 浆砌块石结构，支护厚度 200mm(岩质水沟部分不支护)，内侧采用 M10 水泥砂浆勾缝。

2.4.6 地下开采

2.4.6.1 开拓运输

露天开采完毕后，各矿体剩余矿体采用地下开采方式。设计只对Ⅰ号矿体、Ⅱ 号矿体工业矿品位达到 0.44%以上的矿进行开采。

设计地下开采采用胶带斜井＋副井（罐笼）+辅助斜坡道开拓。

（1）岩体移动范围

依据矿体上下盘围岩的力学性质和采矿方法，拟定岩体的陷落角和移动角分别为：

下盘岩石移动角：65°；上盘岩石移动角：65°；端部岩石移动角：70°。

依据矿体上下盘围岩的力学性质和采矿方法，拟定岩体的陷落角和移动角分别为：

岩石层

上盘： 陷落角： 70° ； 移动角： 65°

下盘： 陷落角： 70° ； 移动角： 65°

两翼： 陷落角： 75° ； 移动角： 70°

第四系风砂层：

上盘： 陷落角： 40° ； 移动角： 40°

下盘： 陷落角： 40° ； 移动角： 40°

两翼： 陷落角： 40° ； 移动角： 40°

（2）中段高度

设计确定中段高度为 120m-55m。从上到下依次为 520m、400m、280m、160m 和 105m 共 5 个中段，其中 520m 和 105m 中段为无轨中段，400m、280m、160m 中段为有轨中段。

（3）开拓运输方案

新建副井，副井口坐标：X=4665059.400，Y=467883.900，Z=634.00-105.00m，井深 529m。副井净直径为 6.0m，井筒段采用 C25 混凝土 450mm 厚支护。副井最低服务至 160m 中段，在 520m、400m、280m、160m、105m 中段采用单面头门，马头门采用 C25 混凝土 300mm 厚支护。

采用 5000×2400mm 双层罐笼带+平衡锤多绳提升方式，承担人员及材料的提升、下放。提升机采用 JKMD-3.5×4III-型落地式多绳摩擦提升机，电机功率 1120kW。

新建两级胶带斜井，斜井净断面 15.23m^2，承担井下矿石、废石运输任务，胶带斜井负担全矿矿石及废石运输任务，提升能力 1200t/h。胶带斜井硐口坐标：X=4665212.889，Y=467421.581，Z=613m，胶带斜井负担全矿矿石及废石运输任务。两级胶带斜井在 400m 中段设置转运硐室，一级斜井胶带头部标高 640m（矿仓顶部），胶带尾部标高 400m，提升高度 240m，胶带机水平长度约 1016m，坡度 14°，胶带斜井长约 1048m，带宽 1200mm，带强 ST4000，带速 4.5m/s，电机功率 2×900kW；二级斜井胶带头部标高 405m，胶带尾部标高 105m，提升高度 300m，胶带机水平长度约 1298m，坡度 14°胶带斜井长约 1364m，带宽 1200mm，带强 ST4500，带速 4m/s，电机功率 2×1120kW；巷道围岩中等稳固时，采用 C25 喷砼 100mm 或采用锚喷方式支护，巷道围岩不稳固时采用 250mm 厚混凝土支护。

矿石通过胶带斜井运输至地表矿石仓，再经矿仓底部胶带运送至选厂原

有的粗碎车间至筛分车间胶带上；废石通过胶带斜井运输至地表废石仓，再经汽车运输至排土场。

新建辅助斜坡道，辅助斜坡道布置在矿体下盘，斜坡道最大纵坡坡度为16%，净断面 15.21m^2，辅助斜坡道与 520m、400m、280m、160m 中段连通，主要承担人员、材料、大件设备的运输及兼做进风通道。

520m 中段开采的矿石通过采区溜井下放至 400m 中段，经溜井底部振动放矿机装入 6m^3 侧卸式矿车由 14t 架线式电机车牵引运至矿石主溜井下放，经破碎硐室破碎后通过两级胶带斜井运出地表。400m、280m、160m 中段采场矿石通过 4.0m^3 电动铲运机铲运至采场溜井至各自中段，经溜井底部振动放矿机装 6m^3 侧卸式矿车由 14t 架线式电机车牵引运至矿石主溜井下放，经破碎硐室破碎后通过两级胶带斜井运出地表。

520m 中段废石通过溜井下放至 400m 中段，再经溜井底部振动放矿机装入 6m^3 测卸式矿车经 14t 架线式电机车牵引运至废石主溜井下放，经破碎硐室破碎后通过两级胶带斜井运出地表。400m、280m、160m 中段废石装入 6m^3 侧卸式矿车经 14t 架线式电机车牵引运至废石主溜井下放，经破碎硐室破碎后通过两级胶带斜井运出地表。

斜坡道硐口坐标：X=4665043.502，Y=467021.897，Z=615m，硐口至 190m 标高为辅助斜坡道，190m-105m 为主斜坡道，辅助斜坡道：辅助斜坡道巷道净宽 4200mm，净高 4000mm，巷道净断面面积 15.21m^2，斜坡道最大纵坡坡度为 16%，斜坡道每隔 350m 设置纵坡为 2%的错车缓坡段，错车段选择在稳定性较好的岩层中，斜坡道与中段连接处设置纵坡为 2%的平缓路段，斜坡道弯道半径设置为 15m，弯道坡度为 6%。巷道围岩中等稳固时，采用 C25 喷砼 100mm 或采用锚喷方式支护，巷道围岩不稳固时采用 250mm 厚混凝土支护。

主斜坡道：主斜坡道巷道净宽 4200mm，净高 4000mm，巷道净断面面积 15.21m^2，斜坡道最大纵坡坡度为 12%，斜坡道每隔 350m 设置纵坡为 2%

的错车缓坡段，错车段选择在稳定性较好的岩层中，斜坡道弯道半径设置为20m，弯道坡度为6%。巷道围岩中等稳固时，采用C25喷砼100mm或采用锚喷方式支护，巷道围岩不稳固时采用250mm厚混凝土支护。主斜坡道设置躲避硐室，躲避硐室高度2.2m,深度和宽度均大于1.0m，躲避硐室的间距在直线段每隔30m，在曲线段每隔15m。

斜坡道主要承担矿石、废石的运输及人员、材料、设备的运送。105m为无轨运输中段，中段开采的矿石经铲运机铲装至井下矿用卡车，经斜坡道运输至190m标高，卸入190m-160m短溜井下放至160m中段，再由溜井底部振动放矿机装6m^{3}侧卸式矿车由14t架线式电机车牵引运至矿石主溜井下放至破碎硐室，矿石破碎后通过两级胶带斜井运出地表。废石采用井下矿用卡车经斜坡道运输190m标高，卸入190m-160m短溜井下放至160m中段，再经溜井底部振动放矿机装入6m^{3}侧卸式矿车经14t架线式电机车牵引运至废石主溜井下放至破碎硐室，废石破碎后通过两级胶带斜井运出地表。

井下设三个破碎硐室，一个废石破碎硐室，两个矿石破碎硐室。破碎硐室净宽6.7m,净高11.5m,采用500mm厚的钢筋混凝进行支护。破碎硐室下部矿仓井筒净直径5m，采用500mm厚的钢筋混凝土外挂50mm锰钢板进行支护。

专用进风井：专用进风井井口坐标为：X=4665024.236，Y=467821.106，Z=634.00-105.00m，井深529m，净直径4.0m，采用300mm厚混凝土支护。

专用进风井与520m、400m、280m、160m、105m中段采用单面马头门连通。

西回风井：东回风井井口坐标为：X=4664859.699，Y=466531.504，Z=616.00-105.00m，井深511m，净直径5.5m，采用400mm厚混凝土支护。

西回风井与520m、400m、280m、160m、105m中段采用单面马头门连通。

东回风井：回风井井口坐标为：X=4664878.482，Y=469106.063，Z=620.00-160.00m，井深 460m，净直径 3.5m，采用 300mm 厚混凝土支护。东回风井与 400m、280m、160m 中段采用马头门连通。

主溜井：井下设置 3 条主溜井，一条废石溜井，两条矿石溜井，主溜井（400m-160m）段井筒直径 4.0m，采用 400mm 厚的钢筋混凝土外挂 50mm 锰钢板进行支护。破碎硐室上部主溜井（160m-125）段，井筒净直径 5.0m，采用 500mm 厚的钢筋混凝土外挂 50mm 锰钢板进行支护。

2.4.6.2 采矿工艺

露天开采完毕后， 各矿体剩余矿体采用地下开采方式。设计只对Ⅰ号矿体、Ⅱ 号矿体工业矿品位达到 0.44%以上的矿进行开采。

Ⅰ号矿体：设计开采对象为Ⅰ号矿体，开采平面范围为 TC24-TC64 线，深度范围为标高 600m 至标高 100m 之间。

Ⅱ号矿体：Ⅱ号矿体为本次设计主要对象，开采平面范围为 TC25-TC14 勘探线之间，深度范围为标高 600m 至 100m 之间。

设计地下开采使用沿走向布置的无底柱分段崩落法和垂直走向布置的无底柱分段崩落法进行开采。

当矿体厚度小于等于 15m 时，推荐采用沿走向布置的无底柱分段崩落法；当矿体厚度大于 15m 时，推荐采用垂直走向布置的无底柱分段崩落法。

1）垂直走向布置的无底柱分段崩落采矿方法

a．采矿方法构成要素根据矿体赋存条件，厚度大于 15m 的矿体，矿块垂直走向布置，矿块长度为 54m，矿块宽度与矿体厚度一致，矿块高度与中段高度一致为 120m；分段高度 15m，回采进路间距为 18m，采区人行通风天井间距 90m，矿石溜井间距为 90m。

b．采准切割

采准切割工程主要包括：分段平巷、凿岩巷道、切割槽、矿石溜井、出

矿巷道、出矿进路、通风天井（2 个采场布置 1 条）等。先掘进天井、溜井、分段联络道和进路，然后在矿块分段前端形成切割槽。天井及溜井使用 AT-3000 型天井钻机凿岩，切割巷及切割天井使用 YT-28、YSP-45 凿岩机凿岩。

c.回采出矿

采用 SimbaK41-23 型采矿台车在凿岩巷道内凿上向扇形炮孔，炮孔排距为 2m，孔底距为 1.5m。采用 BQF-100 型装药器装药，普通矿用销铵炸药，微差爆破，数码电子起爆。每次爆 2 排孔。爆破落矿后进行通风，排出炮烟。然后进行撬毛。出矿采用 4m^3 电动铲运机。

d.采场通风

新鲜风流由阶段脉外平巷经过人行通风天井进入分段联络道和进路，清洗工作面后，污风在局扇的抽吸下，由敷在进路和通风天井内的风筒引至上部回风水平后，进入回风石门，经回风井排出地表。为加快爆破炮烟排出，每个采场采用两个局扇抽压加强通风。

2）沿走向布置的无底柱分段崩落采矿法

a．厚度小于 15m 之间的矿体，矿块沿走向布置，矿块长度 50m，矿块宽度等于矿体厚度，矿块高度与中段高度一致为 120m。分段高度 15m，回采进路间距为 18m，采区人行通风天井间距 90m，矿石溜井间距为 90m。

b．采准切割

采准切割工程主要包括：分段平巷、凿岩巷道、切割槽、矿石溜井、出矿巷道、出矿进路、通风天井（2 个采场布置 1 条）等。先掘进天井、溜井、分段联络道和进路，然后在矿块分段前端形成切割槽。天井及溜井使用 T-150 型天井钻机凿岩，切割巷及切割天井使用 YT-28、YSP-45 凿岩机凿岩。

c.回采出矿

采用 SimbaK41-23 型采矿钻车在凿岩巷道内凿上向扇形炮孔，炮孔排距为 2m，孔底距为 1.5m。采用 BQF-100 型装药器装药，普通矿用销铵炸药，

微差爆破，数码电子起爆。每次爆 2 排孔。爆破落矿后进行通风，排出炮烟。然后进行撬毛。出矿采用 4m^3 电动铲运机。

d.采场通风

新鲜风流由阶段脉外平巷经过人行通风天井进入分段联络道和进路，清洗工作面后，污风在局扇的抽吸下，由敷在进路和通风天井内的风筒引至上部回风水平后，进入回风石门，经回风井排出地表。为加快爆破炮烟排出，每个采场采用两个局扇抽压加强通风。

2.4.6.3 露天开采与地下开采衔接

设计采取先露天后地下联合开采方式，露天生产服务年限 8a，基建期 2 年，达产期 7a，第 8a 减产。矿山地下开采服务年限 12a，基建期 3a，露天转地下衔接 1a，达产期 10a，减产期 1a。矿山露天＋地下总服务年限为 19a，其中矿山第 5a 开始地下基建工程。

为了保持稳定的 400×10^{4}t/a 的供矿量，在露天生产第 8 年地下开始生产，保证露天+地下生产矿量为 400×10^{4}t/a。露天生产第 8 年只采Ⅰ号、Ⅲ号露天境界，Ⅱ号在露天生产第 7 年闭坑，露天生产第 7 年Ⅱ号露天境界闭坑后用废石回填覆盖层，Ⅰ号、Ⅲ号在露天生产第 8 年闭坑，并可以在闭坑当年覆盖层回填完毕，下一年可直接转入Ⅱ号、Ⅲ号矿段的地下开采。因此为保证露天地下开采互不影响，地下生产刚开始开采Ⅱ露天坑西侧挂帮矿量及Ⅲ号露天坑底矿量，Ⅱ号和Ⅰ号境界之间挂帮矿等露天生产第 8 年Ⅰ号露天坑闭坑并且所有覆盖层回填完毕再进行开采。

2.4.6.4 通风系统

（1）通风方式和通风系统

设计采用副井、斜坡道、专用进风井、胶带斜井进风，两翼回风井抽出式通风方式，风机设在出风井口处。

中段通风网络：新鲜风流由副井、斜坡道、专用进风井进入各中段，

经中段进风道、中段运输巷道、穿脉巷道、中段进风井、分段巷道、分段脉外联络道进入采场，清洗工作面后，由采场局扇将污风排至本分段脉外回风道，经上中段回风道进入上中段的回风巷道（上中段的分段巷道、回风巷道）至回风井抽出地表。

胶带斜井通风网络：新鲜风流由胶带斜井口进入，经一级、二级胶带斜井到达105m胶带放矿硐室，污风经人行通风天井（105m-175m）、回风井联络道、回风井（105m-400m）、中段回风井至东回风井抽出地表。

I号矿体400m中段48线以东矿体开采，新鲜风流经副井、斜坡道、专用进风井进入各中段，经中段进风道、中段运输巷道、穿脉巷道、中段至分段进风井、分段巷道、分段脉外联络道进入采场，清洗工作面后，由采场局扇将污风排至本分段脉外回风道，经本中段至分段回风道进入400m中段的回风巷道至东回风井抽出地表。

井巷掘进工作面、各种硐室、装卸矿点以及采场工作面采用局扇加强通风，从而保障井下作业环境良好。

（2）总风量确定

矿井总风量包括回采工作面需风量、掘进工作面需风量和硐室及装卸矿点需风量，以及深井降温考虑的风量（降温风速取 0.4m/s）。设计选取矿井总通风量为 440m^3/s，万吨耗风量指标为 1.10m^3/s。内外部漏风系数分别取 1.15、1.2。

（3）矿井负压计算

由于该工程通风系统比较复杂，设计采用国际先进的 Ventsin 软件进行三维通风设计，模拟矿井风流进行风量分配和风网解算等。

西回风井通风容易时期回风井风量为 357m^3/s，通风阻力为 1857.65Pa，通风困难时期回风井风量 383m^3/s，通风阻力为 4632.14Pa；东回风井通风容易时期回风井风量为 83m^3/s，通风阻力 1028.22Pa；通风困难时期回风井风量为 57m^3/s，通风阻力 1099.27Pa。

（4）通风设施

西回风井风机选用 2 台 FBCDZ（A）-12-NO.36 型号风机并联布置，其通风容易时期和困难时期通过每台风机的风量分别为 178.5m^3/s 和 191.5m^3/s，风机功率为 2×560kw；东回风井风机选用 1 台 FKZ40-6-NO.20,风机功率为 160kw。每台风机必须具有相同型号和规格的备用电动机，西回风井机风机电动机需备用 2 个，东回风井风机电动机需备用 1 个。

主扇风机布置在回风井附近的风机房内，主通风机房设置测量风压、风量、电流、电压和轴承温度的仪表。

（5）局部通风

在贯穿风流不能到达的工作面、通风难以控制或风阻较大的地方均采用局扇加强通风，主要有独头掘进工作面、独立硐室等。巷道掘进采用局扇辅助通风，局扇型号为 FK55-2N04.5 型局扇。采场工作面和硐室采用型号为 FK55-1N05.0 型局扇。

（6）坑口预热

本矿区地处严寒区，采暖季节需对斜坡道进风进行预热，使进入井下的空气温度不低于 2℃。由空压机房产生的余热和电热风设备预热后送入井下。

2.4.6.5 矿山供配电设施

（1）供电电源

坑采期间，已有供电设施容量不满足坑采期间供电需求。供电部门规划在距采场约 2.5km 处新建沙尔湖 110kV 区域变电站，该区域变电站电源引自两个不同地区电网，具备向一级负荷供电的能力；工程拟在采矿工业场地新建采矿 10kV 变配电所，用电电源采用双回架空线路引自沙尔湖 110kV 总降变电站 10kV 侧不同母线段，导线规格 2*（LGJ3×240mm^2）。

露采期间，在排水泵站旁设置预制舱式柴油发电机组作为一级负荷备用

电源。

（2）用电负荷

坑内开采：

a.电气设备安装总功率：28249.90kW，其中工作设备安装总功率：27489.90kW。

b.计算负荷：有功功率 20988.92kW；无功功率 8139.17kvar（补偿后）。视在功率 22511.79kVA；功率因数 0.93（补偿后）。

坑内开采期间一级负荷为井下主排水泵、矿井主通风机、副井提升机及其控制系统用电，一级负荷安装功率 5200.00kW，工作功率 4640.00kW；二级负荷为矿物开采、运输、提升、加工的生产流程主要设备，矿井通信和安全监控装置的设备；其余动力、照明负荷均为三级负荷。

（3）供配电方案

根据矿区外部供电和内部用电负荷分布情况，在采矿工业场地设 1 座采矿 10kV 变配电所，电源采用双回 10kV 架空线路引自沙尔湖 110kV 区域变配电站 10kV 侧不同母线段，供电距离约 2.5km，导线型号及规格均为 2*（LGJ3×240mm^2）。10kV 馈线以放射式架空或电缆线路分别向本所电力变压器、井下 10kV 中央变电所、集装箱式坑口预热机组、一级斜井胶带输送机，东回风井主通风机变电所、西回风井主通风机变电所、副井提升变电所等供电。所内设置一台容量为 1250kVA 主变压器，0.4kV 馈线以放射式电缆线路向采矿空压机及地表辅助设施等低压用电设备供电。

在副井提升机房旁设副井提升机房变配电所，主备供电源进线采用 10kV 电缆线路引自采矿 10kV 变配电所不同母线段，电缆型号及规格为 YJV_{22}-8.7/15kV 3×70mm^2；10kV 馈线以放射式电缆线路向副井提升机及辅助设施供电。

在西回风井主通风机房设主通风机房变配电所，主备供电源进线采用 10kV 架空线路引自采矿 10kV 变配电所不同母线段，导线型号及规格为

LGJ-3×70mm^2；10kV 馈线以放射式电缆线路向矿井主通风机及辅助设施供电。

在东回风井主通风机房设主通风机房变配电所，主备供电源进线采用 10kV 架空线路引自采矿 10kV 变配电所不同母线段，导线型号及规格为 LGJ-3×25mm^2；所内设置两台容量为 250kVA 的电力变压器，0.4kV 馈线以放射式电缆线路向矿井主通风机及辅助设施供电。

在 105m 中段排水泵房旁设井下主变配电所，主备供电源采用双回 10kV 低烟低卤阻燃电缆线路引自采矿 10kV 变配电所不同母线段，电缆型号及规格为 WDZ-YJY$_{43}$-8.7/15kV 3×240mm^2；10kV 侧单母线分段运行，并设置联络；10kV 馈线以放射式电缆线路向 400m 采区及牵引变电所、280m 采区及牵引变电所、二级斜井胶带输送机、坑内破碎变电所、转载硐室变电所等供电。

在采掘中段（400m、280m）1#矿体附近分别设一座采区变电所，电源采用 10kV 低烟低卤阻燃电缆线路引自井下主变配电所，电缆型号及规格为 WDZ-YJY$_{42}$-8.7/15kV 3×50mm^2，所内设置一台容量为 630kVA 的电力变压器，0.4kV 馈线以放射式电缆线路向井下采矿设备、局扇、及巷道照明等供电。

在采掘中段（400m、280m）2#矿体附近分别设一座采区及牵引变电所，电源采用 10kV 低烟低卤阻燃电缆线路引自井下主变配电所，电缆型号及规格为 WDZ-YJY$_{42}$-8.7/15kV 3×70mm^2，0.4kV 馈线以放射式电缆线路向井下采矿设备、局扇、牵引电机车及巷道照明等的低压供配电。

在破碎硐室旁设一座坑内破碎变电所，电源采用 10kV 低烟低卤阻燃电缆线路引自井下主变配电所，电缆型号及规格为 WDZ-YJY$_{42}$-8.7/15kV 3×50mm^2，0.4kV 馈线以放射式电缆线路向井下鄂式破碎机、振动放矿机等的低压设备供配电。

坑采期间一级负荷为副井提升机、井下主排水泵及矿井主通风机；二级

负荷为矿物开采、运输、提升、加工的生产流程主要设备、火灾自动报警系统及视频监控系统用电、矿井通信和安全监控装置的设备电源。

为确保竖井提升机、排水泵及矿井主通风机等一级负荷的可靠供电，采用双重电源进行供电；为确保矿物开采、运输、提升、加工的生产流程主要设备的二级负荷的可靠供电，采用双回 10kV 线路供电，为确保火灾自动报警系统及视频监控系统用电、矿井通信和安全监控装置等设备的二级用电负荷，火灾自动报警系统及视频监控系统用电、矿井通信设备及安全监控装置均采用蓄电池作为备用电源。

（4）变（配）电所

采矿 10kV 变配电站内设高压配电室、电力变压器室、低压配电室和控制室等，建筑面积 283.5m^2。主要承担副井提升机、斜井胶带输送机、主通风机、集装箱式坑口预热设备及井下采掘运输设备的高低压供配电。本所安装 1 台 S20-1250/10，1250kVA，10/0.4～0.23kV，D.yn11 型电力变压器，主要承担采矿空压机、采矿工业场地辅助设施等设备的供配电。

副井提升机房变配电所内设高压配电室、电力变压器室、低压配电室和控制室等，建筑面积 135.0m^2。主要承担副井提升机及辅助设施的供配电。

西回风井主通风机房变配电所内设高压配电室和控制室等，建筑面积均为 90.0m^2。主要承担矿井主通风机及辅助设施的供配电。

东回风井主通风机房变配电所内设高低压配电室和控制室等，建筑面积均为 72.0m^2。本所安装 2 台 SCB-250/10，250kVA，10/0.4～0.23kV，D.yn11 型电力变压器，主要承担矿井主通风机及辅助设施的供配电。

井下中央变电所硐室面积为 112.5m^2，主要承担井下高压排水泵、二级斜井胶带输送机，各采区电力变压器、坑内破碎变压器等井下用电设备的供配电。

400m、280m 中段 1#矿体附近采区变电所硐室面积均为 36.0m^2，所内安装 1 台 KSG，10/0.4kV，Y.d11 型矿用电力变压器,容量分别均为 630kVA，

主要承担本中段的井下采矿设备、局部通风机及巷道照明等的供配电。

400m、280m 中段 2#矿体附近采区及牵引变电所硐室面积均为 67.5m^2，所内安装 1 台 KSG，10/0.4kV，Y.d11 型矿用电力变压器,容量均为 1250kVA，主要承担本中段的井下采矿设备、局部通风机及巷道照明等的供配电；所内安装 1 套 ZQF 型电机车牵引硅整流装置，牵引直流电压为 550V，电流为 1000A，主要承担本中段的井下牵引电机车的供配电。

（5）供配电线路及敷设方式

由采矿 10kV 变配电所至东西回风井主通风机房变电所的 10kV 高压线路采用架空线路；其余采矿工业场地内的高低压线路均采用电缆线路。高压架空线路采用 LGJ 型钢芯铝绞线；户外高压电缆线路选用交联聚乙烯绝缘钢带铠装 YJV$_{22}$-8.7/15kV 型电缆；户外低压电缆选用交联聚乙烯绝缘钢带铠装 YJV$_{22}$-0.6/1kV 型电缆；井下高压 10kV 配电线路选用交联聚乙烯绝缘钢丝铠装 WDZ-YJY$_{33}$-8.7/10kV 和 WDZ-YJY$_{43}$-8.7/10kV 型低烟低卤阻燃电缆，井下低压配电线路选用交联聚乙烯绝缘钢丝铠装 WDZ-YJY$_{23}$-0.6/1kV 型低烟低卤阻燃电缆。地表户外电缆线路采用沿室外电缆沟或直埋敷设、井下电缆线路采用沿巷道侧壁吊挂和局部穿钢管方式敷设；电缆直埋段敷设的深度不小于当地冻土深度。各车间、厂房和值班室等建筑物内的高低压配电线路均采用聚氯乙烯绝缘电缆或塑料绝缘导线沿电缆桥架或穿钢管方式敷设。

（6）防雷接地及电气照明

110/10kV 变电站设独立式钢结构避雷针进行防直击雷保护，所有变配电所、高压线路和柱上变压器高压侧均装设氧化锌避雷器作为防感应雷和操作过电压保护；其他建构筑物均按三类防雷建筑设防。

除井下低压供电系统采用中性点绝缘的 IT 型系统外，其余低压供电系统均采用 TN-C-S 或 TN-S 系统。所有正常情况下不带电的电气设备金属外壳均需可靠接地，当采用共用接地装置时，接地电阻值不大于 1 欧姆。露采期间在露天采场设 4 组主接地极；当任一组主接地极断开后，在架空接地线

上任一点所测得的对地电阻值不应大于 4Ω，移动式设备与架空接地线之间的接地线电阻值不应大于 1Ω。坑内开采时在井下排水泵房水仓设 2 组主接地极，在各中段采区变电所和主要配电点均设辅助接地极并与主接地极可靠连接从而形成井下接地网，接地网的总接地电阻不大于 1 欧，其中，每一移动式和手持式电力设备与接地网之间的接地电阻不大于 1 欧。

采矿各车间照明均采用交流 220V 工厂节能型灯具，照度 150～200Lx；井下主要运输巷道、采区变电所照明采用 220V 带保护网节能灯具，照度分别为 3～15Lx 和 30Lx；井下采掘工作面照明采用 36V 保护式可移动照明；各变配电所、电控室等均采用高效节能型荧光灯照明，照度为 200～300Lx；生产检修照明采用 36V 手持式照明灯。

在采矿变电所、坑口排班室等建筑物内楼梯间及走道、厂房内人员密集区域、10kV 变(配)电所、井下采区变电硐室、井下排水泵房及变电硐室、通风机房、提升机硐室、监控室、矿山救护值班室等处设应急照明，应急照明灯具、疏散及出口指示灯选用自带电源非集中控制型 A 型灯具。疏散走道应急照明的地面最低照度不应低于 3lx，疏散楼梯间的地面最低照度不应低于 10lx。本工程的集中电源的蓄电池电源在火灾状态下不小于 30min，非火灾状态下不小于 15min，且在其达到使用寿命周期后应能保持供电的持续时间应不小于 45min。在各 10kV 变(配)电所、井下各变电所、井下排水泵房及变电硐室设置备用照明，备用照明保证正常时的照度，蓄电池工作时间不得小于 180min。

2.4.6.6 防排水与防灭火系统

（1）井下排水系统

坑内 105m 标高以上正常涌水量 389m^3/d，最大涌水量为 4859m^3/d。采矿废水 2666.6 m^3/d，即正常排水量 3055.6 m^3/d，最大排水量为 7525.6m^3/d。在 105m 中段副井井底附近建主排水泵站，坑内涌水集中到 105m 中段水仓，

由主排水泵站排至618m地表沉淀池，沉淀后供井下采矿用，溢流水处理后供选矿厂用。

选用3台MD200-100×6型多级离心泵，正常涌水1用1备1检修，最大涌水2用1备。水泵流量200 m^3/h，扬程600m，电机功率560kW，电压10kV。

副井中设2条排水管（φ219×8），正常涌水1条工作，最大涌水2条工作。排水泵站内设检修轨道。

（2）防灭火系统

井下消防给水与凿岩洗壁生产给水合用系统，由新建1000m^3生产高位水池自留供给。消火栓的布置保证每一个防火分区同层有2支水枪的充实水柱同时到达任何部位，间距不大于50m。

2.4.6.7 安全避险“六大系统”

（1）紧急避险系统

可研设计不设紧急避险系统。

（2）人员定位系统

井下人员定位系统按照精确定位和区域定位相结合的方式设计。运输巷道、采场等爆破震动范围以外的采用精确定位，爆破范围内的采用区域定位。在重要的巷道交叉口与分层水平联络道以及人员密集位置设置人员定位分站。

在井下的各个巷道和所有人员可能经过的通道中设置矿用本安型基站，矿用本安型基站通过以太网接口与井下主干环网交换机对接，基站获取到标识卡的信息后，将数据传送到井上人员定位系统监控平台，矿用本安型基站采用矿用本安型电源进行供电，电源的后备时间不低于2小时。

人员定位运用ZY912矿井人员管理系统，该系统采用最先进的射频技术，结构先进、稳定可靠，便于安装与维护。且具备容量大、读卡速度快、

识别卡携带方便、软件功能齐全、查询统计、考勤管理、人员管理等特点。

系统运用 RFID 射频通信技术，对人员、车辆的动态情况进行监视、预警、调度。射频识别技术具有通讯速率高、抗干扰能力强、保密性好、多标签、远距离和高速移动物体识别等传统“传感装置”具有无可比拟的技术优势，使得它不仅能够适应井下复杂、恶劣的作业环境，而且能够准确地解决车辆和人员混行识别问题，通过系统中的各种故障处理方案，可以很好地解决井下施工的安全隐患。主要实现生产车辆的调度管理和对移动区域作业人员的安全管理。

（3）通信联络系统

在副井井口值班室内设通信基站 1 座，内设通信前端主机 1 套；生产指挥人员、作业班组人员和管理人员均配备手机，该系统既可实现无线移动通信，也可通过选号方式与有线调度分机通话。该系统为矿山提供了一个一体化的通信平台，以解决矿山有线/无线语音通信需求。系统集成了话务、调度和人员定位等多种附加功能和增值业务，具有低辐射、部署快捷、升级扩容方便、终端应用成熟等特点且组网灵活，兼容性强。系统突破传统只能提供单一固话功能的局限，可以为矿区实现有线/无线一体化、人员定位和数据传送等综合功能，利用 PHS 无线系统的优势提供短消息、丢话通知及人员定位等多种增值业务，充分满足矿区高效、快捷和安全通讯的需要。

在井底车场、井下运输调度室、主要机电硐室、井下变电所、井下各中段采区、主要泵房、主要通风机房、井下紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点、井下爆破器材库、装卸矿点等位置安装通信联络终端。通信线缆应从不同的井筒进入井下配线设备，其中任一条通信线缆故障时，另外一条线缆应能承担井下各终端的通信。

（4）监测监控系统

在副井井口值班室内设视频监控系统 1 套，系统包括监控主机、大容量硬盘录像机、计算机及控制软件等。在井下主要采掘工作面和硐室、紧急避

险硐室、各变配电所等重要生产和工作岗位均装设网络彩色摄像机并在监控室内对其视频信号、图像进行实时监控、录像，其中对重要部门设置予警信号。井下监控摄像机通过光缆或双绞线就近接入井下通信基站或交换机内，通过主干环网将视频信号送至平硐口值班室。

井下正常生产时，产生一氧化碳、二氧化氮等有毒有害气体，在每个生产中段和分段的进、回风巷靠近采场位置设置一氧化碳和二氧化氮传感器，压入式通风的独头掘进巷道，在距离回风出口 5-10m 风流中设置一氧化碳和二氧化氮传感器，抽出式和混合式通风的独头掘进巷道，在风筒出风口后 10-15m 处设置一氧化碳和二氧化氮传感器；一氧化碳报警浓度不高于 24ppm，二氧化氮报警浓度不高于 2.5ppm。主要监测信号传输至主机显示并报警。同时为每班班长配备便携式气体检测报警仪，便携式气体检测报警仪应能测量一氧化碳、二氧化氮及氧气浓度，并具有声光报警功能。同时在总回风巷道、各生产中段和分段的回风巷道设置风速传感器测量正常生产时的风速、风量、风压，检测信号传输至主机显示并报警。

在存在大面积采空区、工程地质复杂、有严重地压活动的地下矿山设置位移传感器进行地压监测，监测信号传输至主机显示并报警。

a.一氧化碳传感器设置

在掘进巷道，距离掘进工作面 5～10m 混合风流处和距离巷道出口 10～15m 回风流中各设置 1 个一氧化碳传感器，采用抽出式通风的独头掘进巷道，在风筒口与工作面的混合风流处设置 1 个一氧化碳传感器；采用混合式通风的独头掘进巷道，应在距离掘进工作面 5～10m 混合风流处设置 1 个一氧化碳传感器。混合风流处的一氧化碳传感器应有防止爆破冲击的防护设施。每个进路入口处应设置 1 个一氧化碳传感器。

一氧化碳传感器应垂直悬挂，距顶板不得大于 0.3m，距巷壁不得小于 0.2m。一氧化碳传感器报警浓度应设定为 24ppm。

b.风速传感器设置。

各采掘工作面应设置风速传感器，当风速低于或超过《金属非金属矿山安全规程》的规定值时，应能发出报警信号。

矿井主通风机房应设置风速和风压传感器，实现对全矿井总风量的动态监测。

c. 开停传感器设置。

主要通风机、辅助通风机、局部通风机安装开停传感器。

（5）压风自救系统

压风自救系统是在矿山发生灾变时，为井下提供新鲜风流的系统，包括空气压缩机、送气管路、三通及阀门、油水分离器、压风自救装置等。

压风自救系统与生产压风系统共用。

设计采用压风自救系统与生产压风系统共用的方案，井下供风量每人不低于 0.3m^3/min。坑内各主要运输巷道每隔 200m 设压风自救器接头(DN20)。

（6）供水施救系统

供水施救系统是在矿山发生灾变时，为井下提供生活饮用水的系统，包括水源、过滤装置、供水管路、三通及阀门等。供水施救管道利用原有生产、消防供水管道。

结合矿山实际，与生产供水系统共用，施救时水源能够满足生活饮用水水质要求，供水管道采用的是钢质材料，且供水管道敷设牢固平直，延伸到各个采掘作业场所以及爆破时撤离人员的集中场所。坑内各主要运输巷道每隔 200m 设供水施救器接头(DN20)。

2.4.6.8 压风及供水系统

（1）压风系统

坑内计算最大耗气量 114.7m^3/min，选用 4 台 JN270-7-Ⅱ风冷式螺杆空压机（3 用 1 备），排气量为 45.28m^3/min,排气压力为 0.7MPa，电机功率为 200kW/台，电压 380kV。空压机站设在副井井口附近。设 5t 电动单梁起重

机 1 台，电机功率 11kW。

压气主管（φ219×6）由空压机站接管，沿副井敷设至各中段，在竖井马头门处接压气干管（φ159×4.5）沿各中段主运输巷道敷设至各穿脉口，再接压气支管（φ89×4.5）至采场天井。

坑内各主要运输巷道每隔 200m 设压风自救器接头(DN20)。

（2）供水

井下用水量为 2666.6m^3/d，采矿最高用水点标高 600m，水压 0.2～0.3MPa。由已有的 4000m^3 新水高位水池和沉淀池接供水主管（φ219×8），沿副井敷设至各中段马头门，接供水干管（φ159×4.5）至各穿脉口，再接供水支管（φ89×4.5）至采场天井。

坑内各主要运输巷道每隔 200m 设供水施救器接头(DN20)，供水施救用水管路与生产用水管路共用，各主要运输巷道及斜坡道每隔 100m 设消防供水接头(DN100)，配消火栓，每个消火栓配水枪和水带，水带的长度根据现场实际需要确定，满足消火栓设置间距内的消防要求。

2.4.6.10 智慧矿山建设

（1）软件建设

哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿智能采矿建设项目采用统一架构建设，项目建设的主要内容包括：

①系统框架及数据库构建

②后台管理系统

③综合管控平台“一张图”

以矿山安全、环保、生产管理为中心，以大数据平台为基础，以矿山资源与开采环境三维可视化和虚拟环境为平台，利用三维 GIS、虚拟现实等技术手段，将矿山全景、矿床地质体、选矿生产工艺过程模型及其引起的相关现象进行三维数字化建模，实现对矿山生产环境、生产状况、安全监测、人

员和设备状态的数据集成为“一张图”场景进行可视化动态、实时管理，减少数据冗余、实现多元化业务数据共享和动态更新，有效解决各系统基础信息不足、信息孤岛等问题。能够对矿山各个独立系统进行统一管理，使各级管理人员对各系统直观清晰了解，大大降低矿山管理成本，提高管理效率，实现矿山安全生产集中调度、集中指挥、集中预警与集中管控.

④矿山安全生产运营数据分析预测系统

⑤采矿生产管理系统

采矿生产管理系统可通过一张图对采矿生产相关各系统进行总体部署、展示、调度、集控，各系统明细通过二级页面进行显示，采矿相关全部摄像头有单独展示页面，并可调用大屏控制系统进行展示区域方式的自由控制。

⑥能耗管理系统

⑦安全环保管理系统

安全环保管理系统为后台业务系统，不需要进行前端 UI 设计以及前后端交互，可通过对各类安全相关设备、系统、传感器进行对接来实现安全环保应急预报警机制并供平台其他业务系统调用，实现全矿区安全环保应急预报警体系，同时系统可进行人员管理、班组管理、安全检查等相关业务，安全环保管理系统涉及的业务系统、传感器设备对接接口通过后文 API 接口设计版块体现。

⑧运营管理系统

⑨智慧矿山数字化综合管控平台（移动端）

⑩API 数据接口设计

（2）智能卡车调度

卡车调度智能系统以数字化的方式实现对矿山生产各环节的指挥调度、各类生产数据的可视化管理。系统从三维地质建模开始到生产规划，再到配矿计划作为生产调度的先决条件，以路径规划等智能调度算法为核心，实时采集设备位置、运行状态及工作能力，以产量最大化、成本最低化为根本目

标，动态形成合理的生产调度指令并下发到车载终端指导司机生产作业。系统通过二/三维 GIS 实时再现作业场景，统计生产各类数据并分析，输出生产经营所需报表。

（3）井下智能化采矿生产系统

1）5G+智能凿岩台车

综合利用 5G 通信技术、自动驾驶技术、测绘导航技术和远程控制技术，在智能算法的支持下实现凿岩台车的智能化控制，达到现场无人、自主作业、节能增效的目标。

2）5G+智能装药台车

利用激光测距和远程监控方案，结合无线控制技术及智能控制技术，依托定位导航系统和 5G 无线通信系统，实现装药的自动化和无人化。

3）5G+智能支护系统

综合利用 5G 无线通信技术、远程控制技术、辅助定位技术与优化算法模型，实现锚杆台车、喷浆台车、撬毛台车等支护设备的智能支护作业，缩短支护作业接续时间，实现支护作业面无人化与智能化。

4）5G+铲运机无人驾驶系统

结合井下定位导航、信号传输与 5G 无线通讯等技术与行为深度学习算法模型对井下铲运机的智能控制，达到提高矿山生产效率与能力，降低生产运营成本的目标。

5）5G+运矿卡车无人驾驶系统

结合井下定位导航、信号传输与 5G 无线通讯等技术与行为深度学习算法模型对井下运矿机车的智能控制，达到提高矿山生产效率与能力，降低生产运营成本的目标。

6）5G+溜井智能破碎系统

以图像识别技术和自动控制技术为基础，借助高速图像采集设备、机载处理器及碎石机建设井下大块度矿石智能破碎系统，实现减员增效和连续作

业的目标。

7）5G+电机车无人驾驶系统

以井下通信与智能交通管理和智能行车控制系统为安全依托，采用大数据、物联网、精确定位、融合传感、自动化控制、5G 无线通信等技术，提高运输安全性、质量稳定性和生产效率。

8）井下通信与智能交通管理系统

利用现代化智能感知技术和高精度定位与导航设备，建设井下通信与智能交通管理系统，主要围绕智能交通与精确定位导航两方面展开。

①5G+井下智能交通管理

借助 5G 网络、信号灯控制服务器、视频监控等设备设施对井下交通进行管理，避免出现井下交通堵塞，保证井下运输车辆合理避让，运输作业有序高效。

②井下车辆精确定位与导航

综合应用三维精细化建模技术和高精度导航和智能识别定位设备，实现井下车辆精确定位与导航，起到减少井下管理人员，增强矿井安全的作用。

9）固定装备远程集控系统

①智能通风系统

综合利用数据采集传输、通风自动解算与模拟优化、远程自动控制技术和远程监控技术，降低通风成本与能源消耗的同时，保障其他系统与设备的正常运行。

②排水自动监控系统

综合利用数据采集传输、远程自动控制技术，实现水泵设备系统自动或远程控制，达到安全环保、节能降耗与减员增效的目的。

③5G+智能变电站

采用数据采集、5G 通信、远程自动控制技术，系统分析供配电系统运行状态，及时有效的控制各线路负荷，达到电能合理分配利用、降低电网运

行成本的目标。

④5G+压风无人值守系统

结合冗余控制技术、变频节能技术、无人值守测控技术、5G 通信技术等，采用现场监测+远程控制的建设模式，达到节能降耗、减员增效的目标。

⑤5G+提升集控系统

通过搭建集中控制系统、监控通讯系统，同步展示控制中心与现场实景画面，增设保护传感器等功能，实现矿山提升机控制系统及监控通讯系统于一体的智能集中控制。该系统属于集中控制系统，要求延迟时间短，传输速度快。5G 通讯技术可以很好地解决时滞问题，实现高可靠性、低时延、高速率的数据传输，使得远程超低时延操控成为可能。

⑥5G+地磅无人值守系统

基于 5G 的地磅无人值守系统，是一套集成化的地磅信息管理系统，它融合了矿山的一卡通、视频监控等应用系统，实现语音指挥、称重图像即时抓拍、红绿灯控制、道闸控制、大屏实时监控、自动控制上下、确认装卸货、车辆调度、自助发卡、以及远程集中管理等功能，达到信息的无纸化传递，运用 5G 网络的高速度和低时延对过磅情况进行实时管理，旨在实现矿山对各种重要物质、矿产品过磅过程的信息化、公开化、集中化，提高系统自动化程度，规范过磅流程，实时提供可靠的数据，实现各个环节的信息共享，同时又减少各环节的作弊情况，使数据更加准确。强化监督，建立领导、部门、管理人员等各层级、全方位监督机制，并在监管过程中得到有效落实。

2.4.7 排土场

（1）位置及容积计算

露天及地下开采废石总量为 13091.07×$10^4$$m^3$（松散系数 1.55），所有废石全部排至排土场内。1#排土场总容积为 17436.40×$10^4$$m^3$，现状容积为 8091.50×$10^4$$m^3$，新增容积为 9307.74×$10^4$$m^3$（主要堆存Ⅱ矿体开采和地下

基建期产生的废石）。2#排土场容积为：5793.80×$10^4$$m^3$（主要堆存Ⅰ、Ⅲ和地下生产期露天开采废石），可以满足废石堆存要求。

废石物理力学性质：比重 2.70t/m^3，松散系数 1.55，硬度系数 f＝8～10，自然安息角为 38°~40°。为了满足Ⅰ号露天采场废石堆存要求并考虑到运输成本，在靠近Ⅰ号露天采场东北侧约 375m 处新建 2#排土场。该排土场原始地形平缓，平均纵坡约为 2.3％。1#排土场为现有排土场改扩建。

（2）排土场设计参数

排土场总占地面积约 357.70hm^2，其中 1#排土场占地面积 267.75hm^2，2#排土场占地面积 89.95hm^2。1#排土场最低标高为 630m，最高标高为 750m，总高度为 120m，单台阶高度 20m，安全平台宽 15m，台阶边坡为 1:1.75 和 1：1.50，最终边坡角为 18.02°～22.39°。2#排土场最低标高为 585.80m，最高标高为 710m，总高度为 124.20m，单台阶高度 20m，安全平台宽 15m，台阶边坡为 1:1.50，最终边坡角为 25°。

（3）格宾石笼挡墙

为了满足排土场扩容需求，II 号露天采场西侧排土场平台 645m 坡脚线前移 33m 处设置 1#拦渣挡墙，长度 960.2m。拦渣挡墙采用格宾石笼结构。格宾垂直于水平面的网面应采用竖向网孔的形式，基础采用 30cm 厚 C25 砼垫层，墙体高度 5m，墙顶宽 2m，每阶格宾石笼挡墙高 1.0m。

考虑防洪影响，满足Ⅰ号露天采场废石堆存需求，新建排土场（2#排土场）。在 2#排土场最终境界线坡脚 20m 处设置 2#格宾石笼挡墙，长度为 1.02km，2#格宾石笼挡墙基础采用 30cm 厚 C25 砼垫层，墙体高度 2m，墙顶宽 1.5m，每阶格宾石笼挡墙高 1.0m。

（4）废石运输方式

露天开采：废石运输方式采用汽车运输。

地下开采：废石运输方式采用胶带+汽车运输。废石经胶带斜井运至地表矿仓后再经汽车转运至排土场翻卸。

至排土场的运废设备为60t自卸汽车，排土场排弃点分散，台阶边缘残留废石量需清理，台阶坡面需平整覆土种草，辅助设备有1台挖掘机（现有），2台TY120推土机（现有）。

（5）排土场截排水设施

1）排水沟

为了迅速排出马道及坡面雨水，排土场每个平台内侧均设置排水沟，各平台设置2%-3%的逆坡。排水沟最小坡度按3‰，排水沟排水最终由南侧向北侧汇集于急流槽流入雨水调节池。马道排水沟采用浆砌石结构，水泥抹面，排水沟断面尺寸为0.4m（宽）×0.4m（深），总长度为46.00km，其中，1#排土场修建排水沟长度为29.24km，2#排土场修建排水沟长度为16.76km。排水沟采用M10水泥砂浆砌筑MU30块石，每隔15m留伸缩缝一道，宽2cm，用沥青麻筋或沥青木板填塞，表面用水泥砂浆抹平。

2）雨水调节池

排土场必须有可靠的截流、防洪、排水设施，防止水土流失，影响周边环境。1#排土场汇水面积为267.75hm^2，2#排土场汇水面积为89.95hm^2，依据哈密市伊州区降雨资料（2004-2023年），历年一次最大连续降雨时间及降雨量为3d，31.3mm。设计改扩建排土场（1#排土场）北侧新建1200m^{3}调节池1座，长×宽×高=20m×20m×4m；新建排土场（2#排土场）北侧新建500m^{3}调节池1座，长×宽×高=20m×10m×3m；以便汇集场内污水，兼做排土场安全防护设施，沉淀池采用现挖水池方式，坡比1:1.5，水池周围设置安全防护栅栏。池内采用复合土工膜及膨胀土防渗，池周围设置锚固沟锚固复合土工膜。池内污水除蒸发外，经沉淀后可用于矿区道路洒水、降尘，剩余雨水沿设计截水系统有组织排放。

2.4.8 安全管理

（1）安全生产管理机构设置

哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿设矿长、生产副矿长、总工、安全副矿长、机电副矿长，矿长是矿山第一责任人，矿山采用职能型组织结构，即各级行政单位除主管负责人外，还相应地设立安全环保部、生产技术部、质检部、人力资源部、财务部、销售部和采购部等，其中安全环保部配备 1 名部长、6 名专职安全管理人员，负责日常的安全检查和管理工作。

2023 年 4 月 27 日，哈密焱鑫铜业有限公司任命张延东为采矿场场长，胡志为安全管理部副经理。2023 年 8 月，任命胡晨涛为安全总监，持有注册安全工程师证书，全面负责公司安全管理工作。

2024 年 2 月 28 日，任命王红亮为排土场专职安全管理人员，龙博引、雒鹏程、王富为专职安全管理人员，张建、丁江豪为采矿场专职安全管理人员。

（2）安全生产责任制、安全生产规章制度及安全操作规程

矿山建立健全了主要负责人、分管负责人、安全生产管理人员、职能部门、岗位安全生产责任制；制定了安全检查制度、职业危害预防制度、安全教育培训制度、生产安全事故管理制度、隐患排查治理制度、重大隐患整改制度、设备安全管理制度、安全生产档案管理制度、安全生产奖惩制度等规章制度；制定了作业安全规程和各工种操作规程。

（3）主要负责人、安全管理人员和特种作业人员持证情况

企业主要负责人、安全管理人员及特种作业人员经过相关部门培训取证上岗，持证人员情况详见表 2-4。

表 2-4 主要负责人和安全管理人员持证情况表

证件类型	持证人	证号	有效期	发证部门
主要负责人	占锋	810000197809100210	2026/6/6	哈密市应急管理局
主要负责人	江山	360421196205056618	2025/4/13	哈密市应急管理局
主要负责人	文占国	140521197106269115	2026/3/26	哈密市应急管理局
主要负责人	李文	652201196301070115	2027/6/19	哈密市应急管理局
安全生产管理人员	胡志	622226199102042010	2026/3/8	哈密市应急管理局
安全生产管理人员	王红亮	62011119900208051X	2026/6/4	哈密市应急管理局
安全生产管理人员	龙搏引	43090319891218301X	2027/4/29	哈密市应急管理局

安全生产管理人员	雒鹏程	620523199006190393	2024/11/2	哈密市应急管理局
安全生产管理人员	王富	622421197907201912	2026/6/4	哈密市应急管理局
安全生产管理人员	张建	652201198808092718	2026/6/4	哈密市应急管理局
安全生产管理人员	丁江豪	620523199806200852	2027/4/29	哈密市应急管理局

矿山焊工、电工、尾矿库等特种作业人员经相关部门培训考试合格，并取得特种作业人员操作资格证书，操作资格证均在有效期。

（4）应急救援

企业根据法规要求，结合企业实际修订了生产安全事故应急预案，并于2021年11月18日在哈密市伊州区应急管理局进行备案（备案号：652201-2021-078）。

矿山成立了兼职矿山救护队，担负各类事故现场勘察、抢险、救护等任务。

（5）热工及暖风

本矿区地处寒冷B区，采暖季节应采矿专业要求需对副井、辅助斜坡道、专用进风井的进风进行预热，使进入各进风井的空气温度不低于2℃。

设计副井、专用送风井预热电热风炉送风温度采用65℃，斜坡道预热电热风炉送风温度采用50℃坑口预热。

（6）劳动定员

露天采矿按照外包考虑。项目地下采矿在册总人数541人，其中：工人494人，管理和服务人员47人。

（7）专用安全设施投资

项目总投资为246245.79万元，其中：露天新增建设投资为55312.76万元，原有固定资产余值41634.11万元，地下建设投资139569.38万元，新增建设期利息为1409.66万元，流动资金为8319.88万元。

3.定性定量评价

本章根据有关国家标准规范，利用预先危险性分析法（PHA）、安全检查表法（SCL）、数值计算法等评价方法，按划分的评价单元辨识项目建设中的危险、有害因素，分析可能发生的事故类型，预测事故后果严重等级；评价项目建设方案与相关安全生产法律法规、技术规范的符合性；采用定性定量的方法分析评价其安全性及其发生事故后的后果。

由于本项目包含露天开采和地下开采两部分，故本报告根据《国家安全监管总局关于印发金属非金属矿山建设项目安全评价报告编写提纲的通知》（安监总管一〔2016〕49 号），分别对露天开采部分和地下开采部分进行分析、评价，共划分六个评价单元，分别为总平面布置单元、露天开采部分（开拓运输单元、采剥单元、防排水单元、矿山供配电设施单元）、地下开采部分（开拓单元、提升和运输单元、采掘单元、通风单元、矿山供配电设施单元、防排水与防灭火单元、安全避险“六大系统”单元）、排土场单元、安全管理单元、重大危险源辨识单元。

3.1 总平面布置单元

3.1.1 选址危险有害因素辨识与分析

区域内存在的主要危险、有害因素有坍塌、滑坡、泥石流、暴雨、山洪、雷击、地震等。

（1）片帮、滚石、坍塌、滑坡等边坡事故

矿区受到东西向 F16 主控矿断层的影响，岩体整体较为破碎，主要发育四组优势结构面：47°∠29°，177°∠35°，128°∠66°，257°∠43°。节理走向主要沿 NE 向和 EW 向，矿岩的主要优势结构面与地质构造方向相近。平均节理密度为 5.45 条/m，矿区的节理裂隙发育程度为较发育。且现状采场西侧、北侧、东北侧 580-628m 平台出现不同程度的滑塌及裂缝，

北边坡和南边坡坡面松散体由于不稳定临空面或出现局部滑坡，东边坡靠近 F16 控矿断层破碎带附近滑坡。

东侧边坡氧化层厚，风化程度较高，稳定性较差。

现有采坑西侧有 2 处明显的滑塌，该 2 处滑塌区均位于终了永久帮边坡，并且在对其周围区域进行调查过程中发现在其上部平台及周围区域存在多处裂缝，裂缝沿现状采场西部边界近南北展布，裂缝长 20m~45m。

北侧永久帮 604m 平台上分布多处裂缝，裂缝呈环状分布，裂缝长 25m~50m，宽 1cm~5cm。北侧永久帮单坡出现不同规模的单坡范围的顺层平面滑动破坏。

采场东北帮 2024 年 1 月 8 日早上 04:27，采场东北帮 604-628m 边坡出现局部滑塌，滑塌导致采场进出口道路阻断，无法通行。该滑移区位于永久道路底部边坡，滑移区域滑移体上部跨长 70m、最大宽度 15 米，滑移体沿路面下沉 5.3m。现场调查该区域存在 F3 断层，节理、裂隙较发育，表层岩石风化程度高、岩石破碎，最终产生失稳滑移。

总体来看，矿山部分地段由于地质构造的影响，岩石力学强度较低，露天开采过程中易产生不良地质现象，可能发生局部小滑坡或崩塌现象。在降雨侵蚀作用下，土层和全、强风化层岩石容易失稳。上部软弱岩体在开采暴露后，如台阶边坡较陡，受降雨冲刷、爆破震动或机械撞击等影响，在风化强烈、风化裂隙发育及断层出露部位和地下水渗出部位，极易发生边坡坍塌。

随着露天开采工作的推进，长期的风化作用，使矿体内岩层结构面离间，缝隙扩大，并产生新结构面（新裂隙），随边坡高度和角度的增大，增加了坡体的自重，从而加大了滑动力，直接影响边坡的稳定性。

不分层开采或从台阶下“掏采”，对边坡管理不善，检查不周，无专门的检查、处理边坡的人员以及在接近边坡开采时，易发生滑坡事故；

矿山在开采过程中未重视地质构造对矿山安全生产的影响，未采取相应的安全防范措施或边坡的倾向与岩层倾向一致时，易造成边坡坍塌、滑坡；

露天矿开采后，边坡长期暴露在自然中，经风吹日晒，边帮岩石在风雨的侵蚀下剥落片帮，或受外力作用滚落到下部采场，直接威胁到作业人员的安全和设备安全；

土屋铜矿现状边坡存在一定范围的台阶破坏和裂缝贯通，主要位于在采场南侧边坡顶部，该区域为台阶并段后形成的靠帮边坡。采场西侧、北侧和东侧工作帮存在小范围的裂缝和局部台阶破坏。土屋铜矿如未按边坡治理设计或边坡优化设计要求对现有边坡进行加固治理或加固治理不到位，在后期矿山开采过程中，可能会引发边坡坍塌、片帮等。

（2）泥石流

矿山存在不稳定边坡，未及时采取治理、加固、防护等措施，在遇到暴雨等极端天气时，有发生泥石流的危险。

采场边坡上部如不设置截水沟，雨水冲刷边坡可能会导致局部滑坡、泥石流。

（3）自然灾害危险性分析

区域内自然灾害主要有地震、雷击、 高低温等。

1）地震

矿区所处区域地震烈度为 7 度，如果未按设计进行设防，地震可能引起露天采场边坡滑坡、坍塌、巷道变形、坍塌和堵塞、地表沉陷、建（构）筑物损坏和人员伤亡，影响矿山正常生产。

地下开采爆破引发的地震效应也会对地表产生影响。

2）雷击

矿区夏季多雨季节雷电较多，有引发雷击的可能。

3）高温和低温

矿区年最高气温 42℃，最低温度-26.5℃，若没有采取必要的防暑降温、防寒、保暖等措施，可能发生人员中暑、冻伤等。

（4）地表岩石移动范围的合理性

可研报告根据矿体的赋存形态、工程地质和水文地质条件，地表地形、构造等情况，考虑到所选用的采矿方法，并参照类似矿山地表岩移实测资料，可研拟定岩体的陷落角和移动角分别为：

下盘岩石移动角：65°；上盘岩石移动角：65°；端部岩石移动角：70°。

依据矿体上下盘围岩的力学性质和采矿方法，拟定岩体的陷落角和移动角

分别为：

岩石层

上盘： 陷落角： 70° ； 移动角： 65°

下盘： 陷落角： 70° ； 移动角： 65°

两翼： 陷落角： 75° ； 移动角： 70°

第四系风砂层：

上盘： 陷落角： 40° ； 移动角： 40°

下盘： 陷落角： 40° ； 移动角： 40°

两翼： 陷落角： 40° ； 移动角： 40°

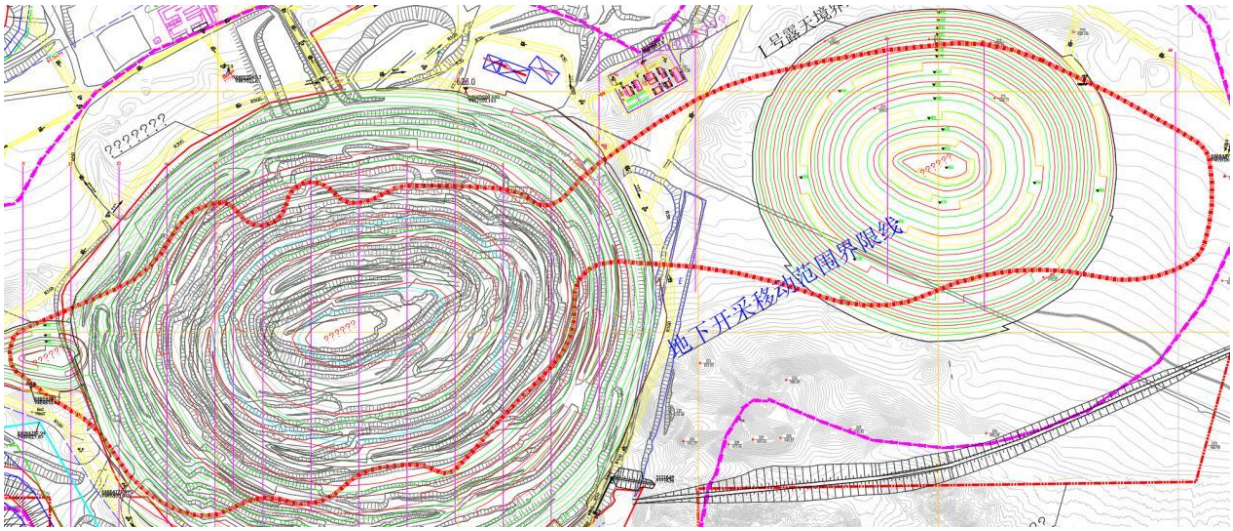


图 3.1-1 地表移动范围图

UDEC 数值模拟圈定岩体移动范围：

利用数值模拟软件 UDEC 计算开采完成后崩落区的平面范围，并用塌

落角 70°推测崩落范围，得到结果如下图， 图中红色线条为基于计算分析结果得到的地表崩落边界，黄色线条为按照塌落角 70°推算出的崩落边界。

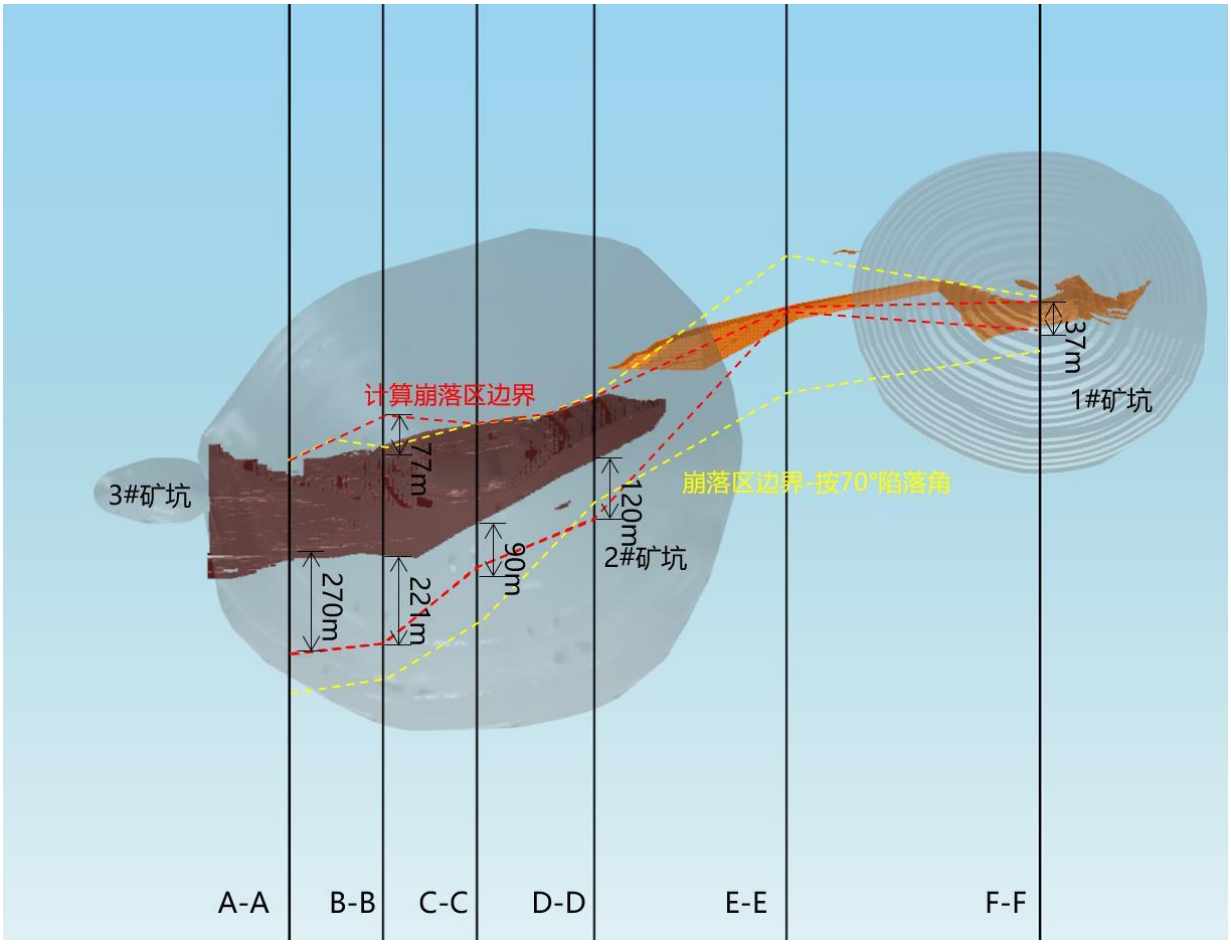


图 3.1-2 地采完成后矿区崩落区范围

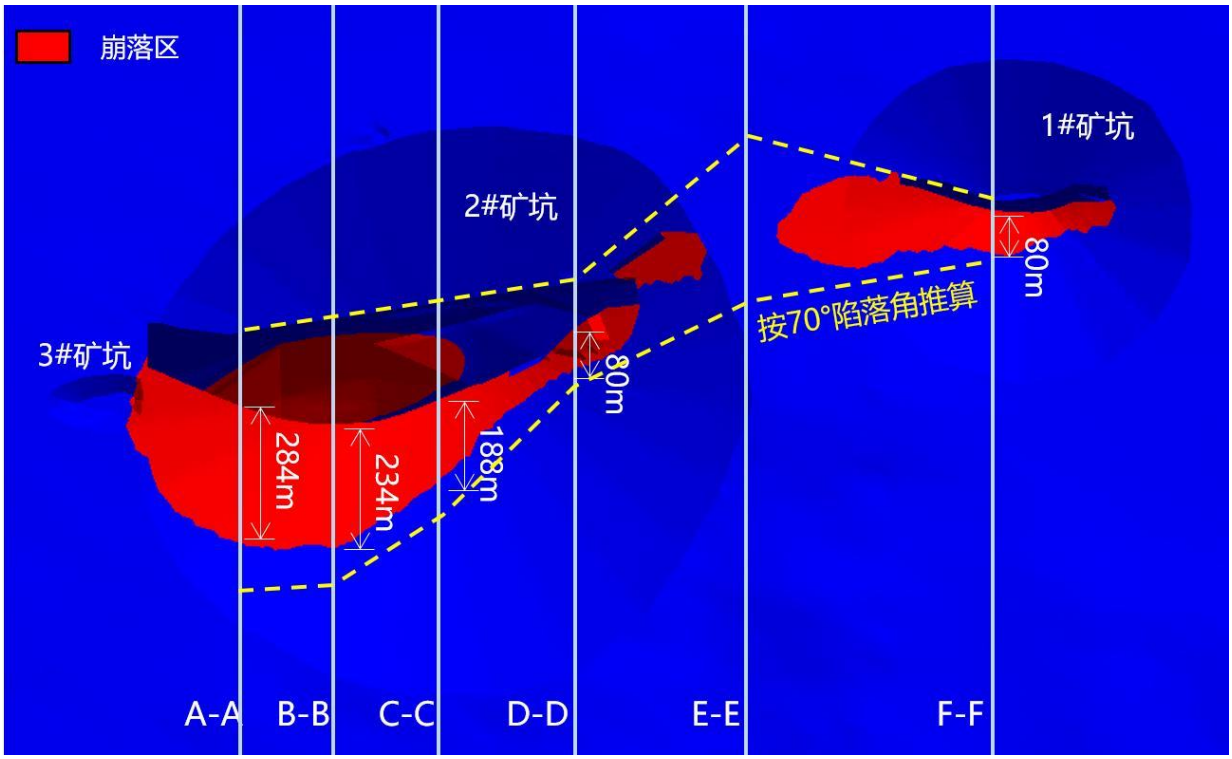


图 3.1-3 地下开采完成以后地表崩落区分布

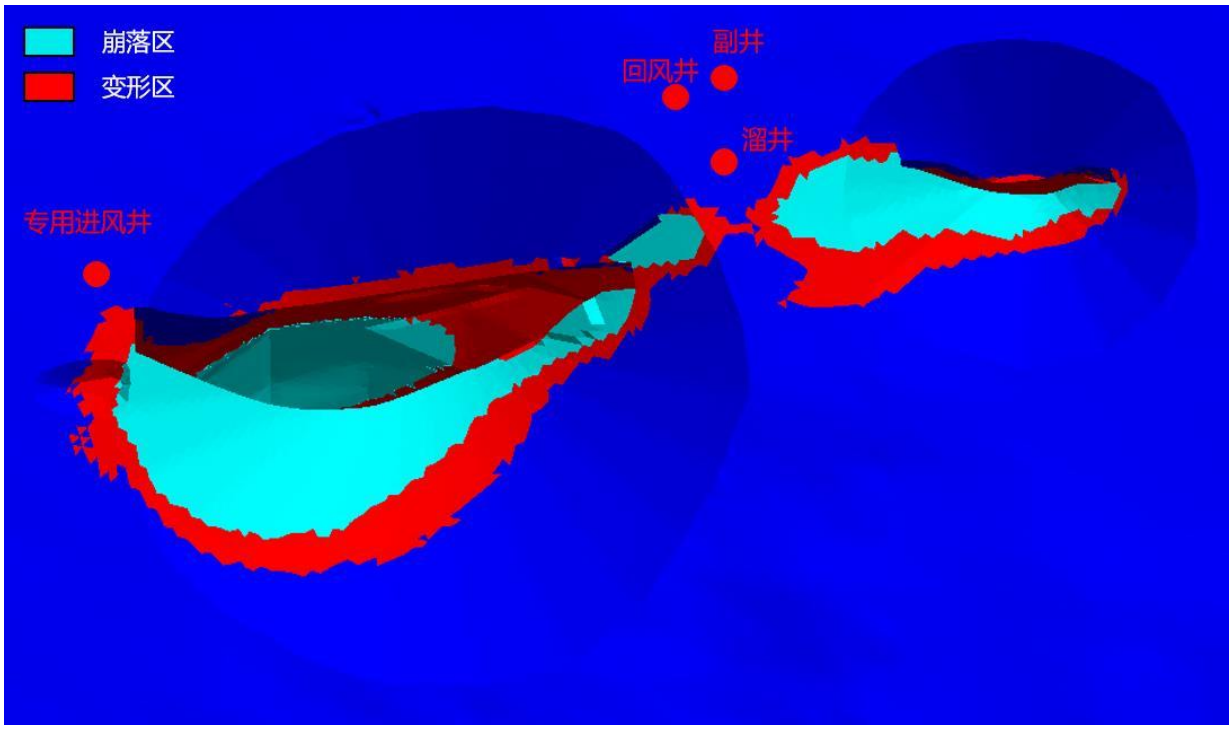


图 3.1-4 地下开采完成以后地表变形范围

对照采矿设计手册中所列举的同类矿山实际，采用类比法和相似矿山类比，结合 UDEC 数值模拟软件的计算结果，可研报告移动角圈定地表岩体移动范围在设计标准允许范围内。

3.1.2 安全检查表法

表 3.1-1　总平面布置安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
1	新设采矿权范围不得与已设采矿权垂直投影范围重叠，可集中开发的同一矿体不得设立 2 个以上采矿权。	《中共中央办公厅国务院办公厅关于进一步加强矿山安全生产工作的意见》	矿山周边无其他采矿权设置。	符合要求
2	1 个采矿权范围内原则上只能设置 1 个生产系统。		矿山采矿权范围内露天开采共圈定了三个露天境界，分别为I号、II号、III号露天境界。先进行II号露天境界开采，其次开采 I 号露天境界，最后开采III号露天境界。露天开采完毕后，再转入地下开采。	符合要求
3	厂址应具有满足生产、生活及发展所必需的水源和电源。水源和电源与厂址之间的管线连接应尽量短捷，且用水、用电量（特别）大的工业企业宜靠近水源及电源地。	《工业企业总平面设计规范》GB50187-2012 第 3.0.6 条	厂址具有满足生产、生活的水源及电源。	符合要求
4	厂址应具有满足建设工程需要的工程地质条件和水文地质条件。	《工业企业总平面设计规范》GB50187-2012 第 3.0.8 条	根据可研，矿区水文地质条件简单，矿床工程地质条件为简单-中等型。	符合要求
5	下列地段和地区不应选为厂址：发震断层和抗震设防烈度为 9 度及高于 9 度的地震区；有严重放射性物质污染影响区；生活居住区、文教区、水源保护区、名胜古迹、风景游览区、温泉、疗养区、自然保护区和其它需要特别保护的区域；对飞机起落、电台通讯、电视转播、雷达导航和重要的天文、气象、地震观察以及军事设施等规定有影响的范围内；很严重的自重湿陷性黄土地段，厚度大的新近堆积黄土地段和高压缩性的饱和黄土地段等地质条件恶劣地段；具有开采价值的矿藏区；受海啸或湖涌危害的地区。	《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）第 3.0.14 条	地震烈度为 7 度区，场址不在上述各区域内。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
6	场区、居住区、交通运输、动力公用设施、防洪排涝、废料场、尾矿场、排土场、环境保护工程和综合利用场地等，均应同时规划。	《工业企业总平面设计规范》GB50187-2012 第 4.1.3 条	可研中包括采矿场、矿山运矿道路、矿山工业场区等设计内容。	符合要求
7	总平面布置应节约集约用地，提高土地利用率。布置时并应符合下列要求： 1 在符合生产流程、操作要求和使用功能的前提下，建筑物、构筑物等设施，应采用联合、集中、多层布置； 2 应按企业规模和功能分区，合理地确定通道宽度； 3 厂区功能分区及建筑物、构筑物的外形宜规整； 4 功能分区内各项设施的布置，应紧凑、合理。	《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）第 5.1.2 条	可研报告中按要求进行了设计。	符合要求
8	矿井（竖井、斜井、平硐等）井口的标高应高于当地历史最高洪水位 1m 以上。工业场地的地面标高应高于当地历史最高洪水位。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.2.3 条	最低牛栏江面 1561m，洪水位线高出常年水位线 2～3m。 井口标高：1#竖井井口标高 2538m，老竖井井口标高 1931m。 各井口均高于当地历史最高洪水位 1m 以上。	符合要求
9	下列地段和地区严禁选为厂址：1、饮用水水源保护区；2、采矿地表塌陷区和错动区界限内；3、爆破警戒范围内。	《有色金属工业总图规划及运输设计标准》（GB 50544-2022）第 3.0.4 条	厂址不在上述区域。	符合要求
10	露天开采矿山的永久性建(构) 筑物应布置在露天采场爆破警戒范围外，并应符合现行国家标准《爆破安全规程》G B 6722 的有关规定。	《有色金属工业总图规划及运输设计标准》（GB 50544-2022）第 4. 2. 8 条	矿山工业场地、永久性建构筑物均布置在爆破警戒范围外。	符合要求
11	地下开采矿山的地上建（构） 筑物、铁路、道路、高压输电线路等， 应布置在地下开采地表塌陷区和错动区界限外，并应符合本标准第 5. 2. 8 条的规定。	《有色金属工业总图规划及运输设计标准》（GB 50544-2022）第 4.2.9 条	地上建（构） 筑物、铁路、道路、高压输电线路等在采地表塌陷区和错动区	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
			界限外。	
12	地下开采的采矿工业场地总平面布置，应以主要井（硐） 口为中心、以原矿和岩土的生产运输作业线为主轴线 ，宜将矿仓、碎矿厂房、卷扬机房、井（硐） 口铁路车场临近主要井（硐） 口布置，运输线路应短捷，原矿、岩土、材料和人员的运输应互不干扰。	《有色金属工业总图规划及运输设计标准》（GB 50544-2022）第 5.2.1 条	设计采矿工业场地利用原有工业场地，采、选工业场地布置在矿区西北侧，场地东部为山坡地形。	符合要求

3.1.3 单元小结

该项目总平面布置中应加以重视的问题有：

（1）最终边坡边界应设置可靠的围栏或醒目的警示标志，防止无关人员误入。边界上 2m 范围内，可能危及人员安全的树木及其它植物、不稳固材料和岩石等，应予清除。边界上覆盖的松散岩土层厚度超过 2m 时，其倾角应小于自然安息角。

（2）地上建（构） 筑物应布置在地下开采地表塌陷区和错动区界限外，地下开采地表塌陷区和错动区界限与地上建（构） 筑物的安全距离应符合《有色金属工业总图规划及运输设计标准》（GB 50544-2022）规定，且各种建（构） 筑物不应受到滚石的危害。

（3）下一步设计阶段应明确露天与地下开采的衔接时间、方式，地下开采基建期对露天的影响及安全措施。

（4）下一步设计阶段应明确地表截排水设施的具体修筑时间、断面尺寸及结构参数等。

（5）下一步设计前应进行详细的工程地质勘察，明确工程地质条件。

（6）1#临时堆场容积为 $701.47\times10^4m^3$，2#临时堆场容积为 $754\times10^4m^3$，临时堆场应按照排土场进行设计，建设前应进行工程地质、水文地质勘查，并按照排土场稳定性要求处理地基。

3.2 露天开采部分

3.2.1 开拓运输单元

3.2.1.1 危险、有害因素辨识

开拓运输主要存在的危险、有害因素有：

汽车在装卸、运输过程中可能发生车辆伤害事故；

在卸车点等高处作业时，可能发生高处坠落事故；

（1）车辆伤害

汽车运输过程中可能导致车辆伤害事故的主要原因：

1）危险路段缺少道路警示标志。

2）场内运输道路个别曲线段半径不符合《厂矿道路设计规范》；

3）在冰雪、雨季未对采场内运输道路采取有效的防滑措施；

4）司机无证驾驶、疲劳驾驶、违章操作等；

5）采用非正规厂家生产的运输设备；

6）设备带病工作，其主要的安全装置、指示灯、声响信号装置等失效；

7）在坡面上维修、临时维修时未使用警示标牌和采取有效的阻车设施；

8）卸矿地点未设置牢固可靠的挡车设施，未设专人指挥；

9）道路纵坡过大；

10）道路结冰、道路湿滑、路况差；

易发生车辆伤害的场所：

1）采装工作面；

2）运输道路；

3）临时维修场所；

4）排土场。

5）卸料场地。

车辆伤害的后果：

造成车辆撞人、撞物、倾翻，造成人员伤亡和财产损失。

（2）火灾

事故的主要原因：

1）内部电气线路短路。

2）车辆电气线路接点连接不牢靠，导致局部电阻过大产生高温使导线或接点融化，引燃周围可燃物。

3）油路系统故障引发火灾。

4）车辆发生撞车或翻车所引起的机械变形可能导致车辆电池挤压破坏及电线短路而引起火灾。

5）由于轮胎在超标准负荷情况下长时间运行，内部积热引起自燃起火；由于刹车咬死，刹车片不灵，高速运转后摩擦产生高温，传递给轮胎，也易引起轮胎受热自燃。

6）车辆润滑系统缺油，机件相互接触并相对运动，摩擦产生高温，当触及燃油等可燃物时引起火灾。

（3）触电

事故的主要原因：电线架设高度不足，车辆行驶时，碰触电线导致触电事故；由于刹车不灵或其他原因，车辆撞倒电线杆，电线掉落，碰触电线导致触电事故。

（4）物体打击

露天采场边坡浮石、危石掉落砸中车辆，发生物体打击伤害事故。

（5）高处坠落

由于道路路基不实、路面边线基层松软、强度不足、承载力差；矿石或岩石卸载地点无可靠的挡车设施等原因可能导致发生高处坠落事故。

3.2.1.2 开拓运输预先危险性分析

表 3.2-1 开拓运输单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	事故后果	危险等级	安全对策措施
机械伤害	相关机械设备倾倒，对人员产生碰撞、挤压；破碎机的外露部分对人体造成机械伤害。	人员伤亡 设备损坏	III	对涉及到的机械设备采取合理有效的防护措施；加强对设备的维护、使用；提高照明度，在设备的危险部位设置警示标志；加强管理，人员不应站在机械设备作业危险区域内。
车辆伤害	道路存在浮石、碎石及雨雪雾天气下路况较差、车辆故障等原因使机动车辆在行驶中发生挤、压、撞人和倾覆等事故	人员伤亡 车辆损坏	III	按要求对运输道路进行合理设计，及时养护、维修道路；在急弯、陡坡、危险和养路地段及时设置路标，在危险路段设置护栏、挡车土堆等，并按要求设计车档高度；合理设置采场、卸矿平台等关键地点的照明；雨雪季节及不良天气应采取有效的防滑措施并减速行驶，视距不足要求时，应停止作业。
高处坠落	路存在浮石、碎石及雨雪雾天气下路况较差、车辆故障等原因造成人员和车辆从运输道路边缘、卸矿平台或高处作业面坠落。	人员伤亡 车辆损坏	III	山坡填方的弯道、坡度较大的填方地段以及高堤路基路段等危险路段，外侧应设置护栏、挡车墙等；危险路段应减速行驶；卸矿平台应有足够的调车宽度，卸矿地点应设置牢固可靠的挡车设施并应按要求设置车档高度；人员严禁在道路上打闹；高处作业面设置安全防护设施；雨雪季节及不良天气应采取有效的防滑措施并减速行驶。
物体打击	作业面浮石、器具或物料掉落。	人员伤亡	III	及时处理作业面浮石；加强对器具、物料的管理。
坍塌滑坡	露天采场道路施工及生产过程中，凿岩、爆破振动，露天边坡会产生危石；岩层破碎、节理裂隙发育。	人员伤亡 设备损坏	III	凿岩爆破等应按章操作；施工过程中按设计进行，遇地质条件不好、破碎地带及时进行支护；事先处理道路及边坡浮石；处理浮石应正确操作。
火灾爆炸	油罐车运输过程中或加油作业过程中发生油料泄露，遇到明火、火花或高温发生火灾、爆炸事故；炸药运输过程中未严格按照规程要求采用合理的方式及运输车辆运输，发生火灾或爆炸事故；本项目车流密度较大、项目所在区域雷暴日较多，雷击可	人员伤亡 设备损坏	III	严格按照规范要求进行油料运输、加油、炸药运输、混装、装填等作业；采购由有资质厂家生产的油罐车、炸药运输车辆，并应进行定期检测，操作人员应具备相关资质；道路或车辆应做好防雷或避雷措施。

危险有害因素	触发事件	事故后果	危险等级	安全对策措施
	能造成车辆设备损坏、人员伤亡、火灾爆炸等事故。充电站未配备消防设施或消防设施损坏、通风不畅、违规动火等均可能引起充电站火灾。新能源汽车蓄电池的充电电压太高或充电时间长，产生大量的氢、氧气体，如遇明火可能发生火灾、爆炸事故。蓄电池的池壳、盖子用千布或掸子进行清扫，会产生静电，在使用扳手、钳子等金属工具未进行绝缘处理产生静电，可能发牛火灾、爆炸事故。未定期检查蓄电池状态，可能发生火灾、爆炸事故。超负荷使用蓄电池，可能发生火灾、爆炸事故。			

3.2.1.3 开拓运输安全检查表

根据《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）、《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）对开拓运输系统进行安全检查。详见表 3.2-2。

表 3.2-2 开拓运输安全检查表

序号	检查内容	检查依据	可研情况	检查结论
1	露天矿山道路设计，应根据矿山地形、地质、开采境界、开采推进方向，各开采台阶（阶段）标高以及卸矿点和排土场（排土场）位置，并密切配合采矿工艺，全面考虑山坡开采或深部开采要求，合理布设路线。	《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）第 2.1.6 条	矿山道路根据地形、开采台阶、卸矿点等，分段布置道路。	符合要求
2	汽车的小时单向交通量在 85～25（15）辆的生产干线、支线，可采用二级露天矿山道路。当条件较好且交通量接近上限时，可采用一级露天矿山道路；当条件困难且交通量接近下限时，可采用三级露天矿山道路。	《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）第 2.4.2 条	可研中设计运矿道路为二级露天矿山道路，Ⅱ号境界计算行车密度为 68.9，Ⅰ号境界计算行车密度为 78.4，Ⅲ号境界计	符合要求

<table>
<tr><th>序号</th><th>检查内容</th><th>检查依据</th><th>可研情况</th><th>检查结论</th></tr>
<tr><td></td><td></td><td></td><td>算行车密度为45.8，符合要求。</td><td></td></tr>
<tr><td>3</td><td>露天矿山道路的计算行车速度，宜按下表的规定采用。<table><tr><td>道路等级</td><td>一</td><td>二</td><td>三</td></tr><tr><td>计算行车速度（km/h）</td><td>40</td><td>30</td><td>20</td></tr></table></td><td>《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）第2.4.3条</td><td>可研计算行车速度：20km/h。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>4</td><td>露天矿山道路路面宽度，宜按表2.4.4的规定采用。生产线（除单向环行者外）和联络线宜按双车道设计；联络线在条件困难时可按单车道设计；辅助线可根据需要按单车道或双车道设计。当单车道需要同时双向行车时，应在适当的间隔距离内设置错车道。错车道的设置，应符合附录二的规定。</td><td>《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）第2.4.4条</td><td>运矿道路为二级露天矿山道路，道路宽度双线20m，单线10m。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>5</td><td>露天矿山道路，宜采用较大的圆曲线半径。当受地形或其它条件限制时，可采用下表所列最小圆曲线半径。<table><tr><td>露天矿山道路等级</td><td>一</td><td>二</td><td>三</td></tr><tr><td>最小圆曲线半径（m）</td><td>45</td><td>25</td><td>15</td></tr></table>当采用六至八类车宽时，露天矿山道路的最小圆曲线半径，应增加一个相应的计算车宽值。</td><td>《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）第2.4.6条</td><td>运矿道路为二级露天矿山道路，最小圆曲线半径25m，最小竖曲线半径 150m。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>6</td><td>露天矿山道路在圆曲线和竖曲线处的视距，不应小于下表的规定。<table><tr><td>露天矿山道路等级</td><td>一</td><td>二</td><td>三</td></tr><tr><td>停车视距（m）</td><td>40</td><td>30</td><td>20</td></tr><tr><td>会车视距（m）</td><td>80</td><td>60</td><td>40</td></tr></table></td><td>《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）第2.4.11条</td><td>运矿道路为二级露天矿山道路，停车视距为30m，会车视距为60m。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>7</td><td>露天矿山道路的纵坡，不应大于下表的规定。<table><tr><td>露天矿山道路等级</td><td>一</td><td>二</td><td>三</td></tr><tr><td>最大纵坡（%）</td><td>7</td><td>8</td><td>9</td></tr></table></td><td>《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）第2.4.13条</td><td>新建运矿道路为二级露天矿山道路，最大坡度8%。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>8</td><td>露天矿山道路纵坡，应在不大于表2.4.14-1所规定的长度处设置缓和坡段。缓和坡段的坡度不应大于3%，长度不应小于表2.4.14-2的规定。</td><td>《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）第2.4.14条</td><td>缓坡段最小长度为60m，缓坡段纵坡＜3%。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>9</td><td>当露天矿山道路纵坡变更处的相邻两个坡度代数差大于2%时，应设置竖曲线。竖曲线半</td><td>《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）</td><td>运矿道路为二级露天矿山道路，最</td><td>符合要求</td></tr>
</table>

<table>
<tr><th>序号</th><th>检查内容</th><th>检查依据</th><th>可研情况</th><th>检查结论</th></tr>
<tr><td></td><td>径和长度不应小于下表的规定。<table><tr><td>露天矿山道路等级</td><td>一</td><td>二</td><td>三</td></tr><tr><td>竖曲线最小半径（m）</td><td>700</td><td>400</td><td>200</td></tr><tr><td>竖曲线最小长度（m）</td><td>35</td><td>25</td><td>20</td></tr></table></td><td>第 2.4.16 条</td><td>小竖曲线半径150m。</td><td></td></tr>
<tr><td>10</td><td>双车道的路面宽度，应保证会车安全。主要运输道路的急弯、陡坡、危险地段应设置警示标志。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.4.2.3 条</td><td>可研中未说明主要运输道路的急弯、陡坡、危险地段应设置警示标志。</td><td>下一阶段设计中需完善</td></tr>
<tr><td>11</td><td>运输道路的高陡路基路段，或者弯道、坡度较大的填方地段，远离山体一侧应设置高度不小于车轮轮胎直径 1/2 的护栏、挡车墙等安全设施及醒目的警示标志。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.4.2.4 条</td><td>可研中未明确护栏或挡车墙高度。</td><td>下一阶段设计中需完善</td></tr>
<tr><td>12</td><td>汽车运行应遵守下列规定：
—驾驶室外禁止乘人；
—运行时不升降车斗；
—不采用溜车方式发动车辆；
—不空挡滑行；
—不弯道超车；
—下坡车速不超过 25km/h；
—不在主运输道路和坡道上停车；
—不在供电线路下停车；
—拖挂车辆行驶时采取可靠的安全措施，并有专人指挥；
—通过道口之前驾驶员减速瞭望，确认安全后再通过；
—不超载运行。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.4.2.6 条</td><td>可研中未说明。</td><td>下一阶段设计中需完善</td></tr>
<tr><td>13</td><td>现场检修车辆时，应采取可靠的安全措施。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.4.2.7 条</td><td>可研中未说明。</td><td>下一阶段设计中需完善</td></tr>
<tr><td>14</td><td>夜间装卸车应有良好的照明条件。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020</td><td>设计汽车运输的装卸车处设置照明。</td><td>符合要求</td></tr>
</table>

序号	检查内容	检查依据	可研情况	检查结论
		第 5.4.2.8 条		
15	雾霾或烟尘影响能见度时，应开启警示灯，靠右侧减速行驶，前后车间距应不小于 30m，视距不足 30m 时，应靠右停车。冰雪或多雨季节，道路湿滑时，应有防滑措施并减速行驶，前后车距应不小于 40m。拖挂其他车辆时，应采取有效的安全措施，并有专人指挥。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.4.2.9 条	可研中未说明。	下一阶段设计中需完善

3.2.1.4 单元小结

可研对矿山露天开拓运输道路布置等基本参数等进行了设计，根据《厂矿道路设计规范》的要求，矿山道路涉及的相关标准参数较多，可研说明运矿道路建设标准按二级露天矿山道路建设，总体上符合《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）及《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）等规范的要求。

本单元应注意以下问题：

（1）下一阶段设计应明确若局部地段因条件限制不能满足规范要求时，应采取限速、设挡墙、加宽路面等措施。

（2）下一阶段设计中需说明主要运输道路的急弯、陡坡、危险地段应设置警示标志。

（3）下一阶段设计中需补充：运输道路的高陡路基路段，或者弯道、坡度较大的填方地段，远离山体一侧应设置高度不小于车轮轮胎直径 1/2 的护栏、挡车墙等安全设施及醒目的警示标志。

3.2.2 采剥单元

3.2.2.1 采场子单元

（一）危险、有害因素辨识与分析

本单元存在的危险有害因素有：边坡失稳、滚石、高处坠落、触电、机械伤害、物体打击等。

（1）边坡失稳：分布在采场工作帮坡面上。因边坡高陡、坡积、残坡积层、岩石结构面发育，边坡体内的软弱夹层等不连续面，与边坡同向，都有可能构成滑体的滑动面，尤其是这些不连续的倾角，两个不连续面交线的倾角小于边坡时，大型滑坡的可能性更大；工作帮坡角大于设计工作帮坡角，可能引起边坡失稳；受振动、大气降雨和地表水等因素的影响，发生边坡坍塌、崩落、滑坡等，以冲击、掩埋等形式危害下方作业面人员、设备和设施。

（2）滚石：主要体现在采场工作帮坡面。工作帮坡面上多台阶上下同时作业，因安全检查不严格和浮石、危石或孤石清理不彻底、振动影响、雨水冲刷等，容易发生岩石沿高陡边坡面滚落，滚石以冲击的形式危害铲运装设备或作业人员。

（3）高处坠落：

高处坠落指在高处作业发生坠落造成的伤亡事故。高处坠落是在露天矿山生产过程中发生较多的事故，一旦发生往往造成人员伤亡和设备损坏等严重伤害。

高处坠落事故经常发生在露天台阶作业或露天边坡上作业及运输平台等高处作业场所。

易发生事故的情况：

1）采剥作业工作面台阶高度 12m，在清理浮石、危石过程中有高处坠落的可能性；

2）工人作业高度距坠落基准面大于 2m 和坡度大于 30°时未佩带安全带或设置安全网等防护设施，撬落危石时站立不稳；

3）工人在冒险作业；

4）在高处作业时，天气突然发生变化，如大风、暴雨，工作人员不能及时撤离现场；

5）恶劣天气条件进行高处作业；

6）工作平台宽度小，人员在平台上工作时由于闪失发生坠落事故；

7）运输平台不符合设计要求，平台宽度小，电铲、运输车辆作业时坠落；

8）意外跌落；

9）穿孔、采装运输设备距离台阶坡顶线安全距离不足；

10）多台阶上下同时作业；

11）发生的其他高处坠落。

（4）触电：采场使用的用电设备，若电缆破损、接头裸露等可能导致人员触电。

（5）机械伤害

该矿山采掘作业使用的机械设备主要为、潜孔钻机、挖掘机、装载机等：

机械伤害事故的主要原因：

1）误操作触及设备运转部分；

2）传动设备防护设施不到位、使用安全保护装置不完善或在缺乏保护装置情况下违章进行作业；

3）潜孔钻机、挖掘机、装载机等在使用过程中驾驶不当碰挂周围工作人员和车辆；

4）机械设备在维修过程中碰伤、挤伤、挂伤人员；

5）工作人员疏忽大意，疲劳过度；

6）机械设备的发生故障，如挖掘机断臂等；

7）现场管理混乱，非工作人员进入机械转动作业区；

8）工作责任心不强，主观判断失误；

9）采装作业人员未佩戴有效的个人防护用品；

10）司机无证驾驶、疲劳驾驶、违章操作等；

11）采用非正规厂家生产的穿孔、铲装设备；

12）设备带病工作，其主要的安全装置、指示灯、声响信号装置等失效；

13）铲斗超载、装矿不均衡，铲装大块超过规定的大块；装矿车载人；

14）用铲斗冲砸大块或挑挖工作面的浮石伞檐；

15）在运行中举升车斗、在举升的车斗下或坡面上维修、临时维修时未使用警示标牌和采取有效的阻车设施；

16）卸矿时铲斗距车厢过高或过低，铲斗从司机室上面经过；

易发生机械伤害的场所：

1）采剥工作面；

2）装矿场地；

机械伤害的后果：

人员伤亡，设备损坏。

采场内因铲运机械、凿岩、破碎等机械设备作业，因操作失误等方面的因素，可能发生机械伤害事故。以挤夹、碰撞等形式伤害人员。

（二）采场预先危险性分析（PHA）

表 3.2-3 采场预先危险性分析表

危险有害因素	现象	形成事故原因事件	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
边坡失稳	崩落坍塌滑动开裂倾倒滑坡	台阶高度过高； 边坡角过陡； 在松散地带开采； 局部掏采； 边坡顶部有松散积层； 暴雨。	整体滑坡坍塌	人员伤亡、财产损失	III	按照规范、规程要求进行设计、开采； 根据岩性和铲装设备确定合理的台阶参数； 定期进行边坡稳定性分析及监测； 在采场境界外或各台阶修挖截排水沟。
物体打击	滚石	未清理危岩。	物体打击	人员伤亡	III	作业前，按照要求对边坡浮石、孤石进行清理
高处坠落	滑倒坠落	未使用安全带（绳）； 安全绳固定不牢靠； 安全绳质量欠佳、强度不符合要求； 无安全警示标志； 误入危险区域。	高处坠落	人员伤亡	II～III	合理确定台阶高度； 选择牢靠地点固定安全绳； 使用合格安全绳（带）； 在进入采场位置设置醒目的安全警示标志。
触电	人员接	电缆被损坏，导致漏电；	短路、引	人员伤亡、	II	对用电设备电缆采取保护措

危险有害因素	现象	形成事故原因事件	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
	触带电体	使用电气设备绝缘老化； 电气设备缺少漏电保护等防护装置； 不执行停送电制度； 缺乏安全警示标志； 作业无人监护； 安全装置失效； 个人防护措施不全； 其他违章操作。	发漏电、触电	设备损坏		施，防止爆破、滚石、车辆对其造成损坏； 严格执行操作规程； 电气设备采用保护接地； 设置当心触电的警示标志； 在断电的线路上作业时，该线路的电源开关把手必须悬挂警示牌； 电气设备可能被人所触及的裸露带电部分，设置警戒标志； 定期检查电气线路及设备。
机械伤害	铲装设备伤害 设备转动部位伤害	未按安全操作规程进行操作； 转动部位无防护装置； 凿岩作业时凿岩机支点位移及钎杆折断机械振动。	挤夹、碾压、碰撞、绞入、坠落	人员伤害	II	制定各种设备安全操作规程； 设备转动部位安装防护装置； 严格按安全操作规程进行操作； 加强对作业人员的教育培训，提高作业人员的操作技能和安全防范意识。

（三）采场安全检查表

根据《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）对本项目采场进行安全检查。详见表 3.2-4。

表 3.2-4 采场安全检查表

序号	检查内容	检查依据	可研情况	检查结论
1	露天坑入口和露天坑周围易于发生危险的区域应设置围栏和警示标志，防止无关人员进入。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 第 5.1.8 条	可研未明确。	下一阶段设计中需完善
2	露天开采应遵循自上而下的开采顺序，分台阶开采。生产台阶高度应符合下表的规定。	《金属非金属矿山安全规程》	设计台阶高度 12m，选用的 4.6m^3 液压挖	符合要求

<table>
<tr><th>序号</th><th>检查内容</th><th>检查依据</th><th>可研情况</th><th>检查结论</th></tr>
<tr><td></td><td>
<table>
<tr><th>矿岩性质</th><th colspan="2">作业方式</th><th>台阶高度</th></tr>
<tr><td>松软的岩土、砂状的矿岩</td><td rowspan="2">机械铲装</td><td>不爆破</td><td>不大于机械的最大挖掘高度</td></tr>
<tr><td>坚硬稳固的矿岩</td><td>爆破</td><td>不大于机械最大挖掘高度的1.5倍</td></tr>
</table>
</td><td>GB16423-2020
第5.2.1.1条</td><td>掘机，最大挖掘高度9.3m，生产台阶高度不大于机械的最大挖掘高度的1.5倍。</td><td></td></tr>
<tr><td>3</td><td>露天矿山应该采用机械方式进行开采。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》
GB16423-2020
第5.2.1.2条</td><td>矿山采用机械方式开采。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>4</td><td>多台阶并段时并段数量不超过3个，且不应影响边坡稳定性及下部作业安全。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》
GB16423-2020
第5.2.1.3条</td><td>设计矿山2个台阶并段。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>5</td><td>露天采场应设安全平台和清扫平台。人工清扫平台宽度不小于6m，机械清扫平台宽度应满足设备要求且不小于8m。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》
GB16423-2020
第5.2.1.4条</td><td>Ⅱ号矿体556m平台以下安全平台宽度为10-12m，清扫平台宽度为15m；Ⅰ号矿体534m标高以上安全平台宽度为8m，清扫平台宽度为10m，534m标高以下安全平台宽度为10m，清扫平台宽度为15m；Ⅲ号矿体安全平台宽度为10m，清扫平台宽度为15-20m。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>6</td><td>邻近最终边坡作业应遵守下列规定：
—采用控制爆破减震；
—保持台阶的安全坡面角，不应超挖坡底。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》
GB16423-2020
第5.2.4.2条</td><td>邻近最终边坡时采用预裂爆破技术。</td><td>符合要求</td></tr>
<tr><td>7</td><td>边坡浮石清除完毕之前不应在边坡底部作业；人员和设备不应在边坡底部停留。</td><td>《金属非金属矿山安全规程》
GB16423-2020</td><td>可研未明确。</td><td>下一阶段设计</td></tr>
</table>

序号	检查内容	检查依据	可研情况	检查结论
		第 5.2.4.4 条		中需完善
8	矿山应建立健全边坡安全管理和检查制度。每 5 年至少进行 1 次边坡稳定性分析。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.2.4.5 条	可研未明确。	下一阶段设计中需完善
9	现状高度 100 米及以上的边坡，应每年进行一次边坡稳定性分析。	国家矿山安全监察局关于印发《关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见》的通知（矿安〔2022〕4 号）	可研未明确。	下一阶段设计中需完善

（四）采场边坡稳定性分析评价

（1）边坡岩体力学参数

矿冶科技集团有限公司于 2024 年 5 月编制了《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿露天采场最终境界边坡稳定性研究》，对矿山整体边坡稳定性、台阶边坡角参数、历史遗留露天采坑边坡稳定性进行了系统研究。

边坡稳定性研究采用边坡岩体物理力学参数见表 3.2-5 所示。

表 3.2-5 土屋铜矿岩体抗剪强度指标综合确定值

边坡分区	边坡分区I区、II区、IV区		边坡分区III区、V区	
	内聚力c_{rm}/kPa	内摩擦角φ_{rm}/°	内聚力c_{rm}/kPa	内摩擦角φ_{rm}/°
散体岩组	160	25	160	25
断层破碎带及矿体岩组	290	27	290	27
次闪长玢岩组	390	33	360	31
玄武岩组	370	31	370	29
安山岩组	430	34	400	34

（2）边坡稳定性分析参数、标准和方法

按照《非煤露天矿边坡工程技术规范》（GB51016-2014），不同荷载组合下总体边坡的设计安全系数取值见表 3.2-6。

表 3.2-6 不同荷载组合下总体边坡的设计安全系数一览表

边坡工程安全等级	边坡工程设计安全系数		
	荷载组合I	荷载组合II	荷载组合III
Ⅰ	1.25～1.20	1.23～1.18	1.20～1.15
Ⅱ	1.20～1.15	1.18～1.13	1.15～1.10
Ⅲ	1.15～1.10	1.13～1.08	1.10～1.05

注：1 荷载组合I为自重+地下水；荷载组合II为自重+地下水+爆破震动力；荷载组合III为自重+地下水+地震力；

2 对台阶边坡和临时性工作帮，允许有一定程度的破坏，设计安全系数可适当降低。

根据《非煤露天矿边坡工程技术规范》（GB51016-2014）要求，结合土屋铜矿的规模与实际生产情况，边坡危害等级为Ⅰ等级。

土屋铜矿露天边坡最大高度为393m，结合边坡的危害等级，确定边坡工程安全等级为Ⅰ级。根据《非煤露天矿边坡工程技术规范》（GB51016-2014）要求，考虑土屋铜矿边坡岩体较为破碎，取表3.4-4中Ⅰ级边坡各荷载组合设计安全系数上限，作为边坡工程设计安全系数，具体取值如下：

（1）荷载组合Ⅰ（自重+地下水）工况下：1.25；

（2）荷载组合Ⅱ（自重+地下水+爆破振动力）工况下：1.23；

（3）荷载组合Ⅲ（自重+地下水+地震力）工况下：1.20。

根据边坡破坏模式，选取简化 Bishop 法和 Morgenstern-price 法作为计算方法进行综合分析。

（3）计算剖面的选取

结合前期资料的分析研究、现场调研与补充勘察、边坡分区等工作，本研究共计选取设计终了境界的 7 个剖面（图 3.2-1）建立计算模型，分析土屋铜矿设计最终境界的边坡稳定性。剖面图见图 3.2-2~图3.2-8。其中Ⅱ-1 剖面中，排土场位于露天采场西南侧，露天采场开采终了境界线与排土场最近距离约 163m。计算将排土场简化为等效竖向荷载，采用极限平衡分析对露天矿边坡稳定性影响。

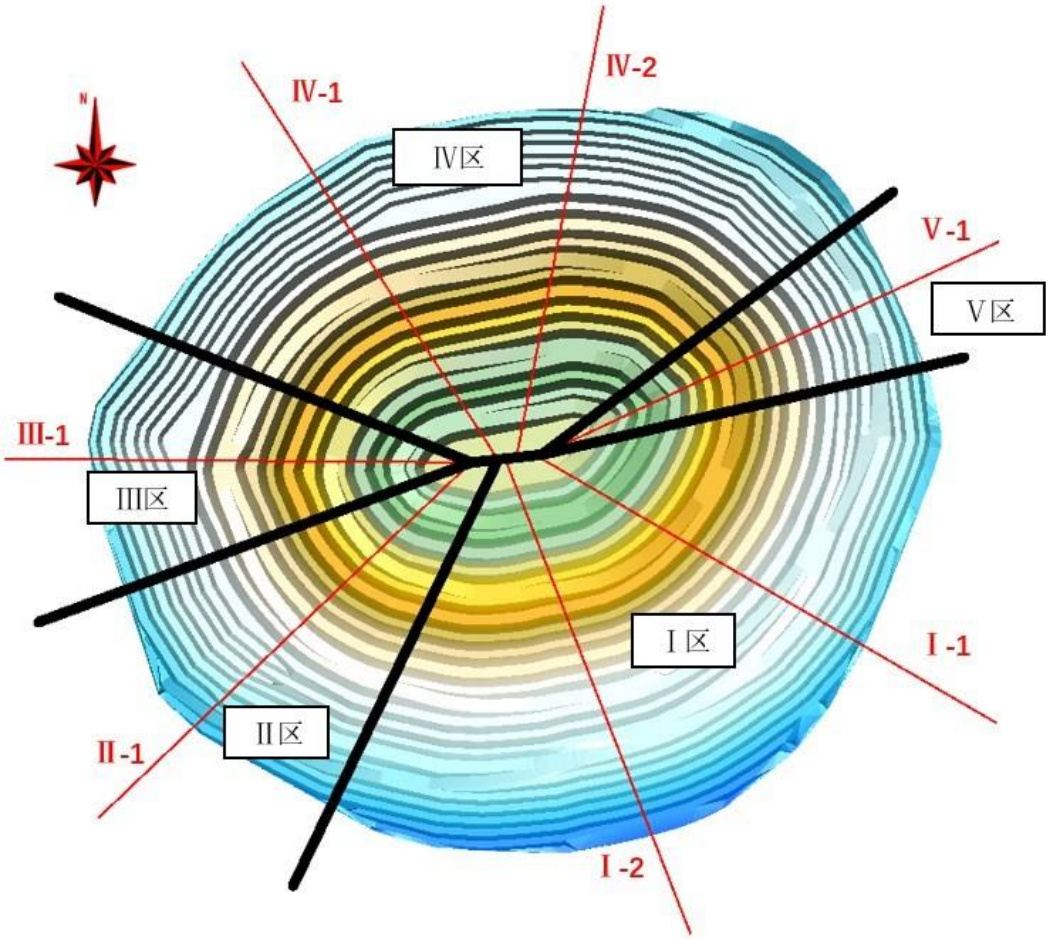


图 3.2-1 典型计算剖面布置图

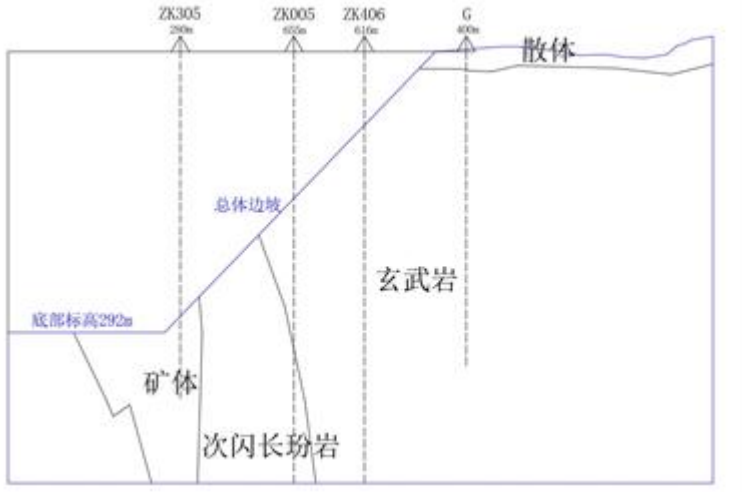


图 3.2-2 I-1 剖面

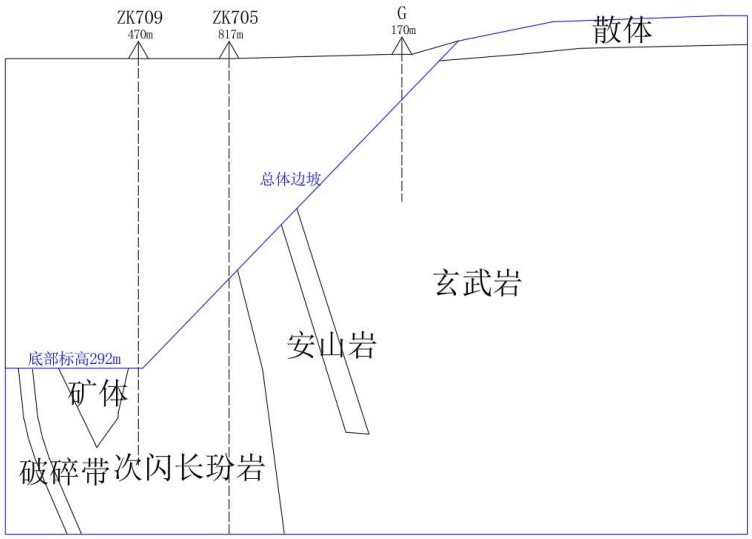


图 3.2-3 I-2 号剖面

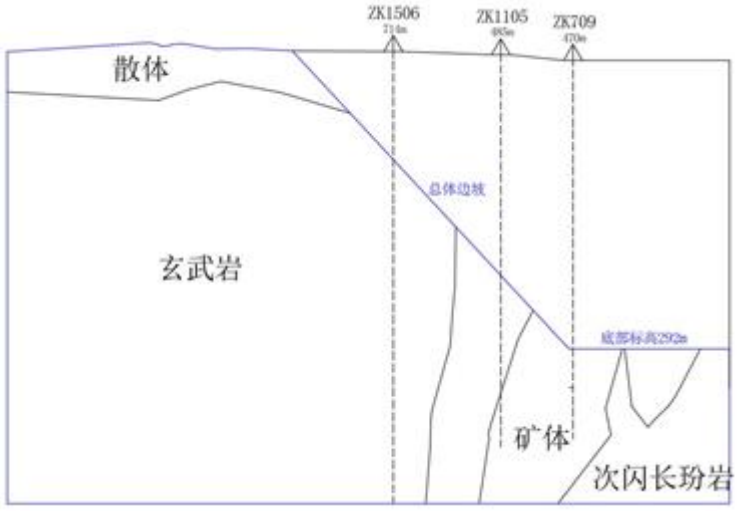


图 3.2-4 II-1 号剖面

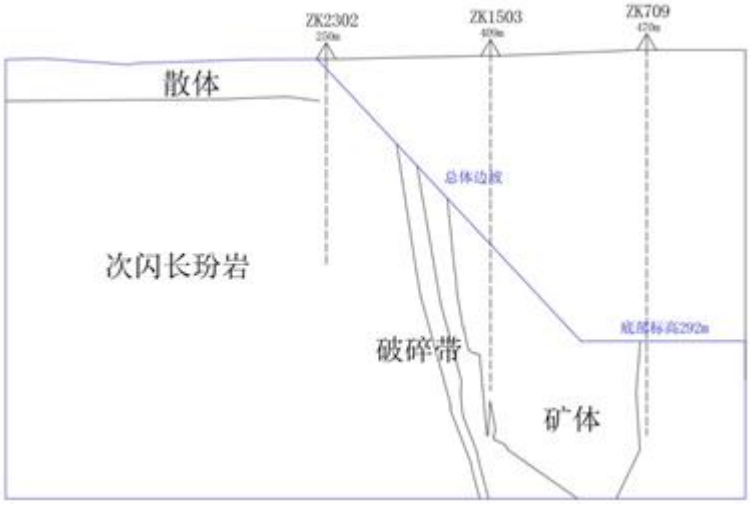


图 3.2-5 III-1 号剖面

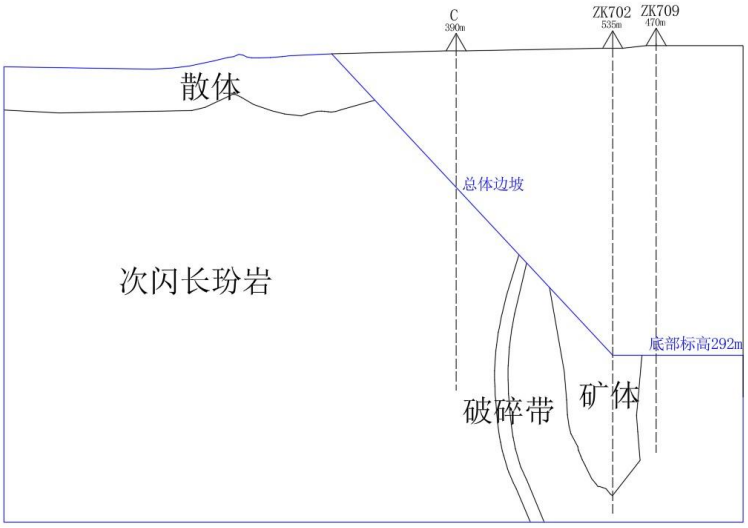


图 3.2-6 IV-1 号剖面

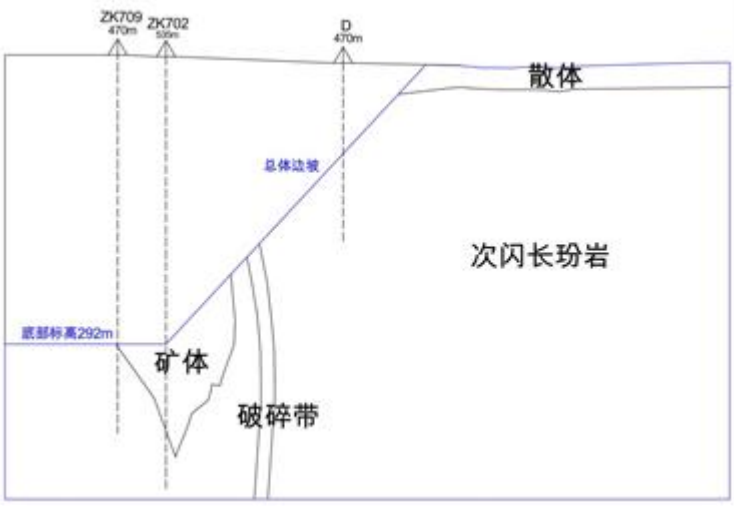


图 3.2-7 IV-2 号剖面

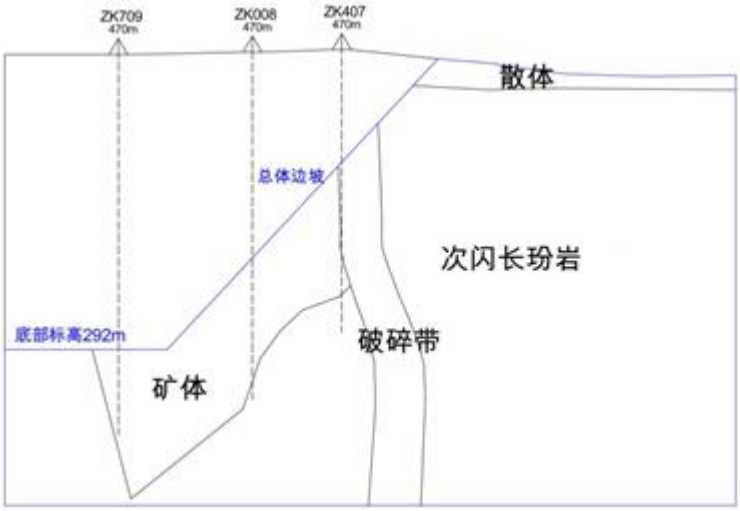


图 3.2-8 V-1 号剖面

（4）边坡稳定性分析结果

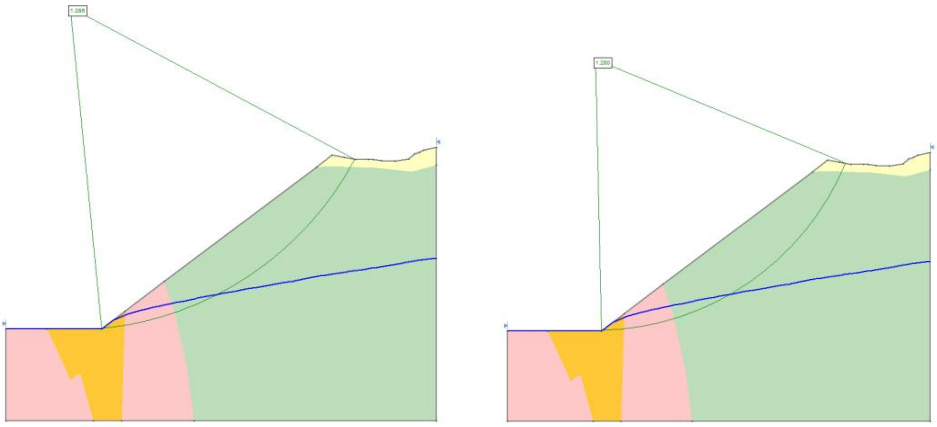
1） 荷载组合Ⅰ（自重+地下水）

在自重+地下水条件下，对土屋铜矿露天设计总体边坡稳定性状况进行分析研究，计算结果见表 3.2-7。

3.2-7 荷载组合 I 工况边坡稳定性计算结果

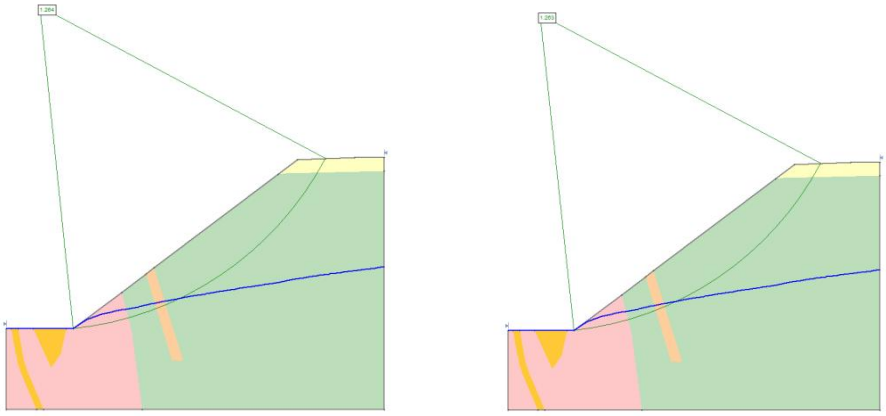
剖面编号	最终边坡角 /°	简化Bishop 法	M-P 法	最小安全系数	是否满足规程要求
Ⅰ-1	46	1.059	1.052	1.052	不满足
	38	1.252	1.246	1.246	不满足
	37	**1.286**	**1.280**	**1.280**	**满足**
Ⅰ-2	46	1.051	1.045	1.045	不满足
	38	1.233	1.238	1.233	不满足
	37	**1.264**	**1.263**	**1.263**	**满足**
Ⅱ-1	46	1.058	1.050	1.050	不满足
	39	1.234	1.227	1.227	不满足
	38	**1.261**	**1.254**	**1.254**	**满足**
Ⅲ-1	47	1.001	0.987	0.987	不满足
	39	1.244	1.226	1.226	不满足
	38	**1.276**	**1.259**	**1.259**	**满足**
Ⅳ-1	47	1.075	1.063	1.063	不满足
	40	1.285	1.245	1.245	不满足
	39	**1.291**	**1.281**	**1.281**	**满足**
Ⅳ-2	47	1.080	1.066	1.066	不满足
	40	1.254	1.241	1.241	不满足
	39	**1.282**	**1.268**	**1.268**	**满足**
Ⅴ-1	47	0.961	0.947	0.947	不满足
	38	1.225	1.211	1.211	不满足
	37	**1.271**	**1.257**	**1.257**	**满足**

各个剖面典型总体边坡角计算结果如图 3.4-9 ～图 3.4-15 所示。



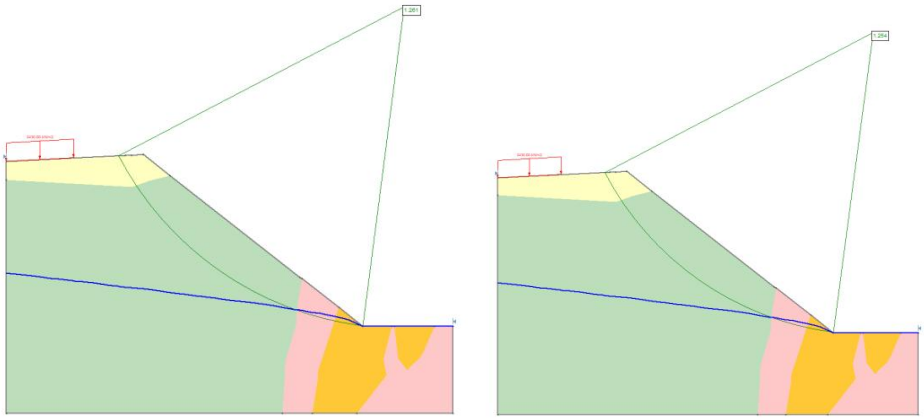
（a）简化 Bishop 法 （b）M-P 法

图 3.2-9 Ⅰ-1 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（37°）



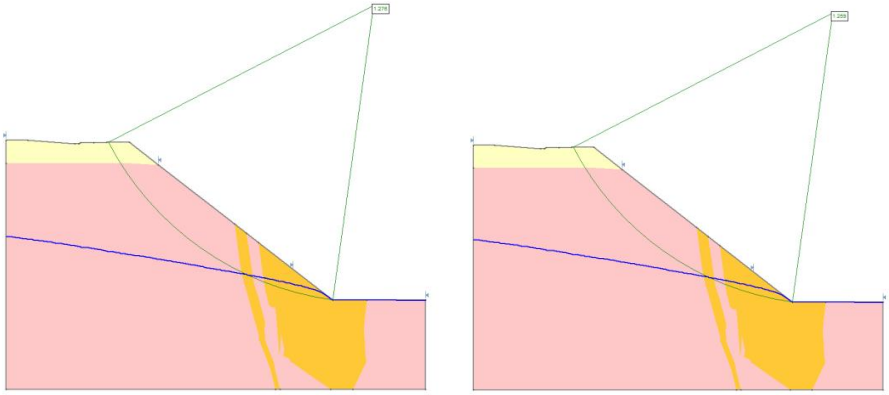
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-10 Ⅰ-2 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（37°）



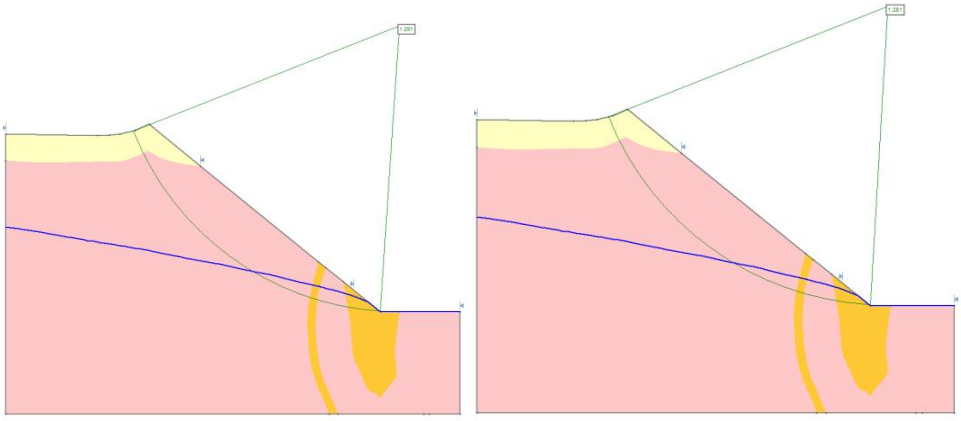
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-11 Ⅱ-1 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（38°）



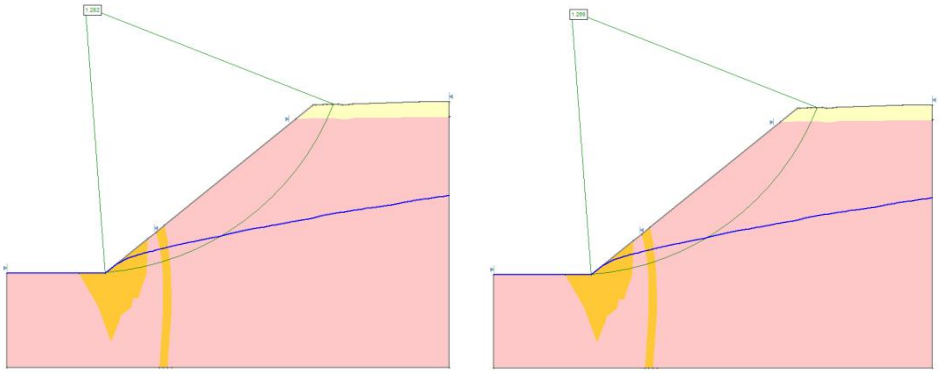
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-12 Ⅲ-1 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（38°）



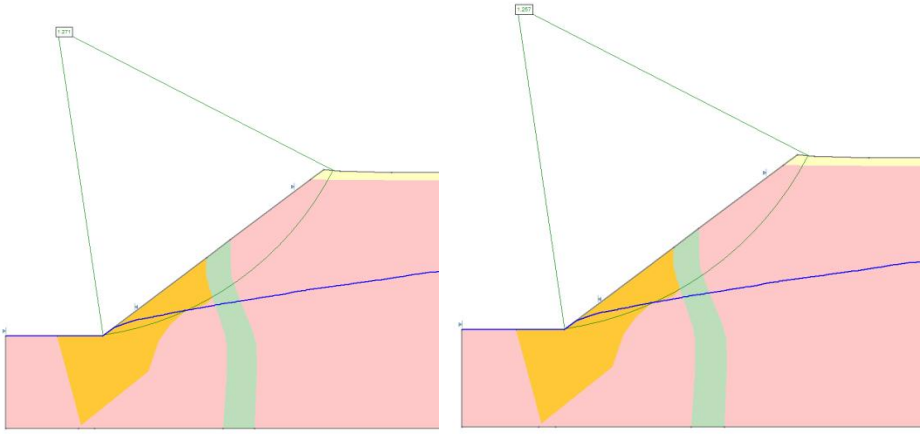
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-13 Ⅳ-1 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（39°）



（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-14 Ⅳ-2 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（39°）



（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-15 Ⅴ-1 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（37°）

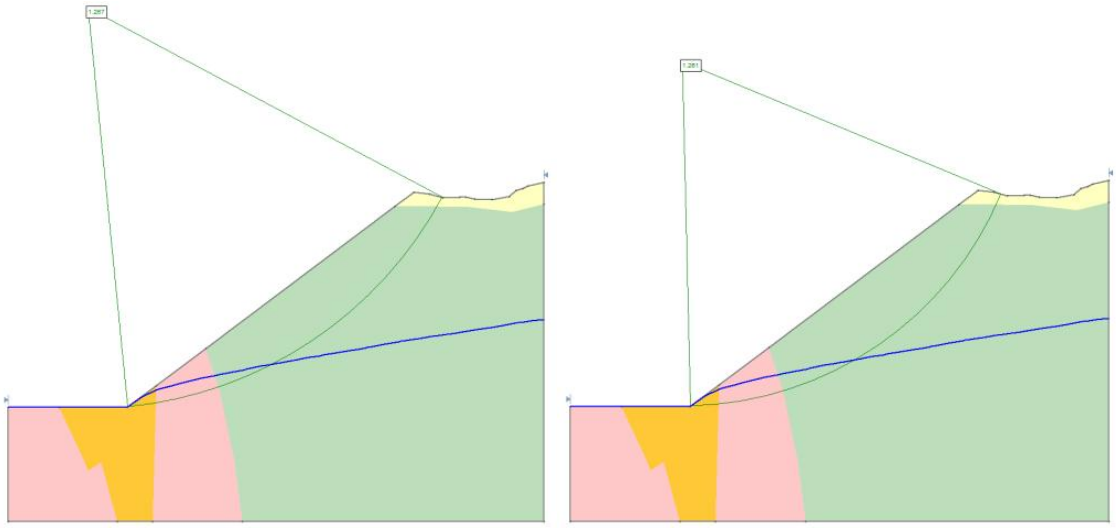
2）荷载组合Ⅱ（自重+地下水+爆破振动力）

在自重+地下水+爆破振动力条件下，对土屋铜矿露天设计总体边坡稳定性状况进行分析研究，计算结果见表 3.2-8。

表 3.2-8 荷载组合Ⅱ工况边坡稳定性计算结果

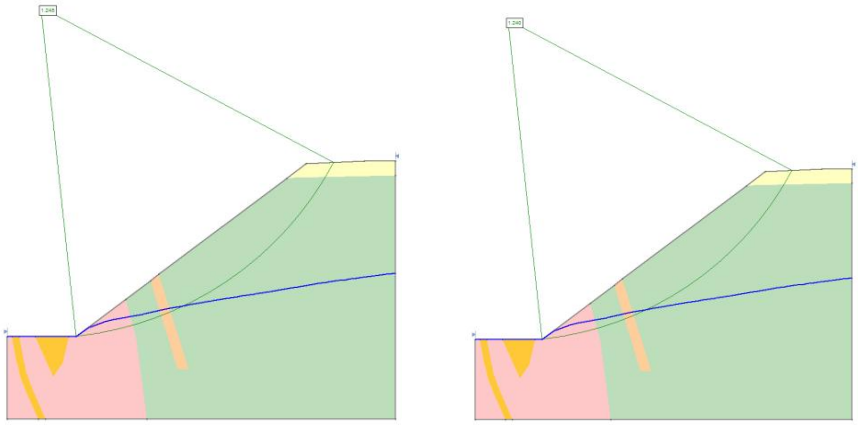
剖面编号	最终边坡角/°	简化Bishop 法	M-P 法	最小安全系数	是否满足规程要求
I-1	46	1.045	1.039	1.039	不满足
	38	1.220	1.215	1.215	不满足
	37	**1.267**	**1.261**	**1.261**	**满足**
I-2	46	1.038	1.032	1.032	不满足
	38	1.234	1.229	1.229	不满足
	37	**1.245**	**1.240**	**1.240**	**满足**
II-1	46	1.044	1.038	1.038	不满足
	39	1.216	1.209	1.209	不满足
	38	**1.243**	**1.236**	**1.236**	**满足**
III-1	47	0.991	0.974	0.974	不满足
	39	1.225	1.209	1.209	不满足
	38	**1.257**	**1.241**	**1.241**	**满足**
IV-1	47	1.063	1.051	1.051	不满足
	40	1.241	1.228	1.228	不满足
	39	**1.274**	**1.262**	**1.262**	**满足**
IV-2	47	1.068	1.054	1.054	不满足
	40	1.237	1.223	1.223	不满足
	39	**1.263**	**1.250**	**1.250**	**满足**
V-1	47	0.949	0.935	0.935	不满足
	38	1.207	1.193	1.193	不满足
	37	**1.252**	**1.238**	**1.238**	**满足**

各个剖面典型总体边坡角计算结果如图 3.2-16 ～图 3.2-22 所示。



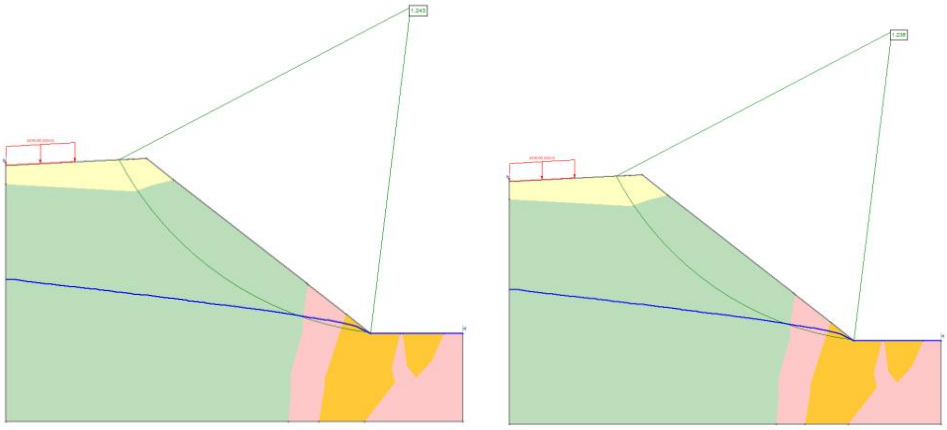
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法图

3.2-16 Ⅰ-1 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（37°）



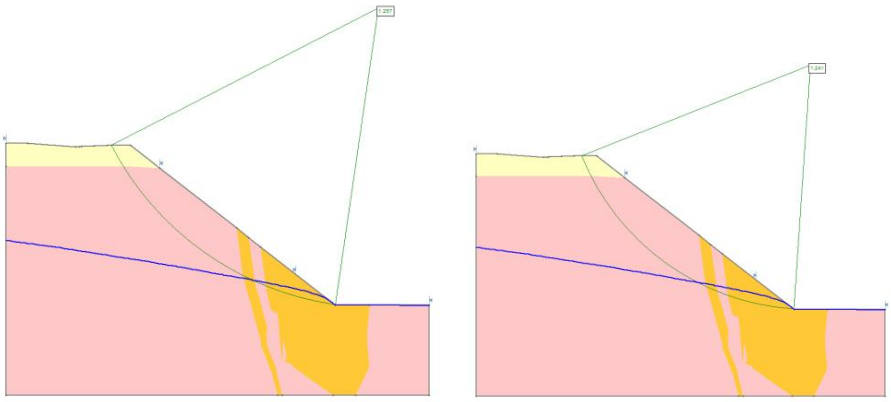
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-17 Ⅰ-2 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（37°）



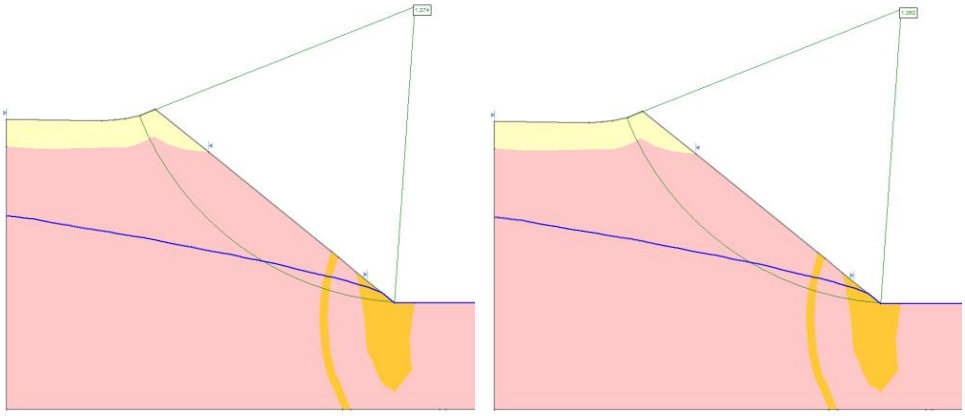
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-18 Ⅱ-1 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（38°）



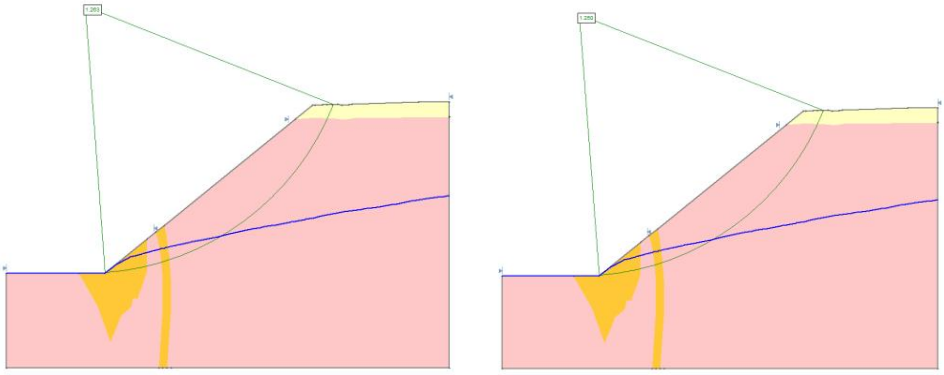
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-19 Ⅲ-1 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（38°）



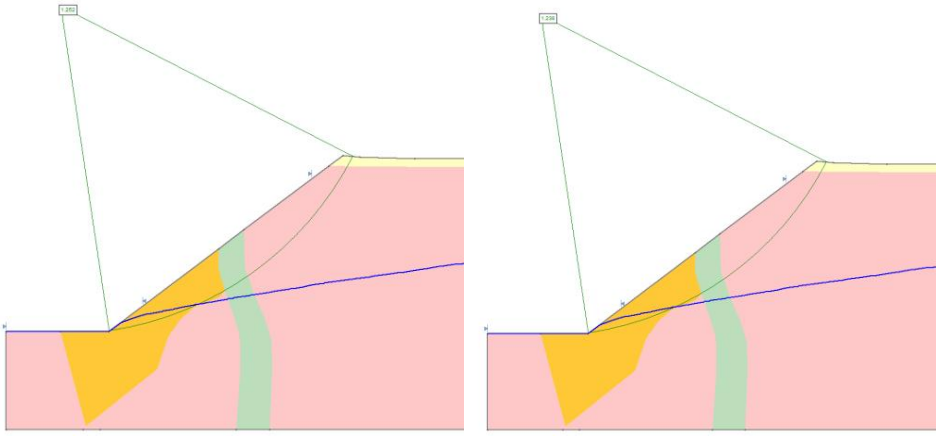
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-20 Ⅳ-1 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（39°）



（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-21 Ⅳ-2 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（39°）



（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-22 Ⅴ-1 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（37°）

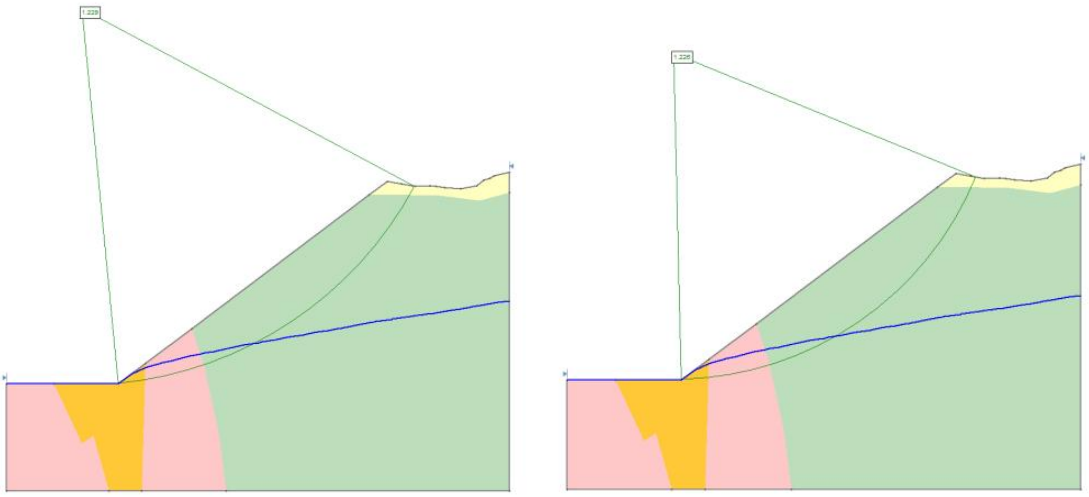
3）荷载组合III（自重+地下水+地震力）

在自重+地下水+地震动力条件下，分别对土屋铜矿露天设计总体边坡稳定性状况分析研究，计算结果见表 3.2-9。

表 3.2-9 荷载组合 III 工况边坡稳定性计算结果

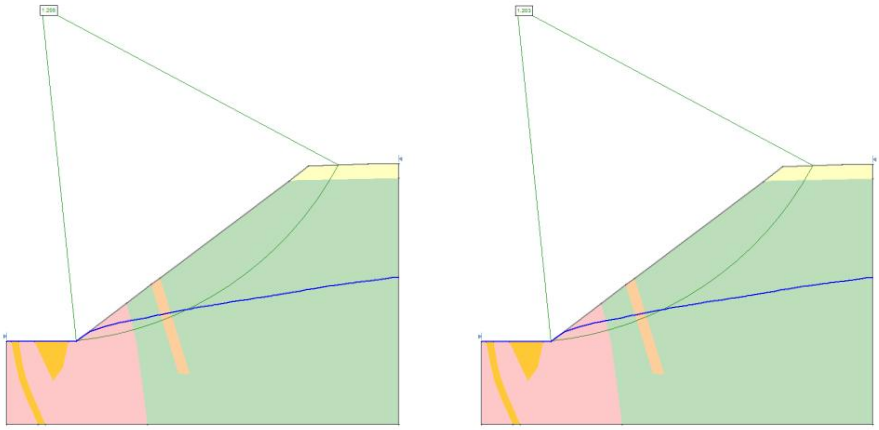
剖面编号	最终边坡角/°	简化Bishop 法	M-P 法	最小安全系数	是否满足规程要求
I-1	46	1.016	1.011	1.011	不满足
	38	1.202	1.197	1.197	不满足
	37	**1.229**	**1.226**	**1.226**	**满足**
I-2	46	1.010	1.005	1.005	不满足
	38	1.184	1.180	1.180	不满足
	37	**1.208**	**1.203**	**1.203**	**满足**
II-1	46	1.015	1.010	1.010	不满足
	39	1.181	1.175	1.175	不满足
	38	**1.207**	**1.200**	**1.200**	**满足**
III-1	47	0.969	0.952	0.952	不满足
	39	1.190	1.174	1.174	不满足
	38	**1.220**	**1.203**	**1.203**	**满足**
IV-1	47	1.035	1.022	1.022	不满足
	40	1.206	1.194	1.194	不满足
	39	**1.236**	**1.225**	**1.225**	**满足**
IV-2	47	1.080	1.066	1.066	不满足
	40	1.202	1.189	1.189	不满足
	39	**1.227**	**1.214**	**1.214**	**满足**
V-1	47	0.925	0.911	0.911	不满足
	38	1.172	1.158	1.158	不满足
	37	**1.215**	**1.201**	**1.201**	**满足**

各个剖面典型总体边坡角计算结果如图 3.2-23～图 3.2-29 所示。



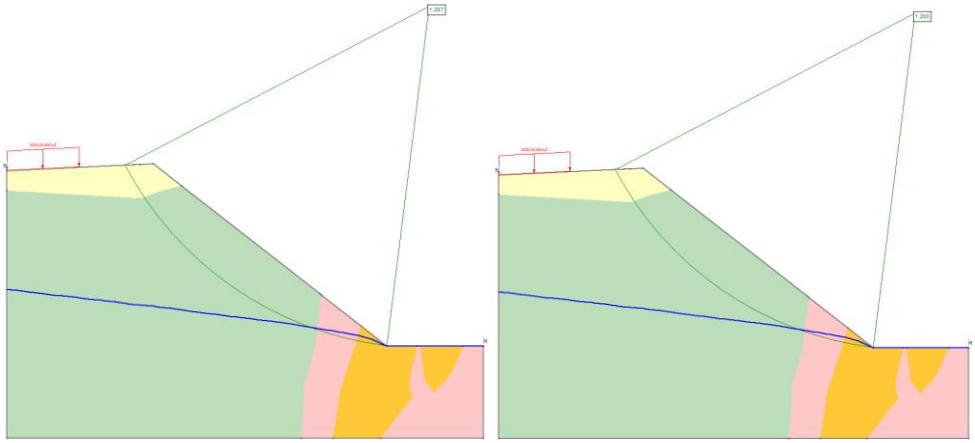
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-23 Ⅰ-1 剖面荷载组合III工况分析结果（37°）



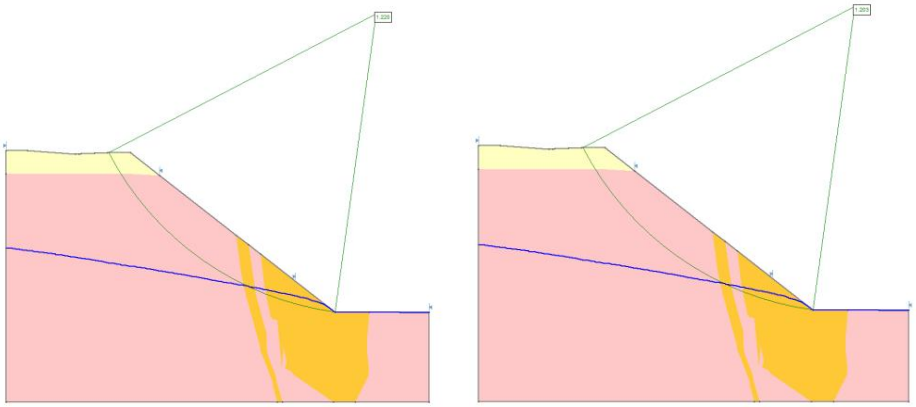
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-24 Ⅰ-2 剖面荷载组合III工况分析结果（37°）



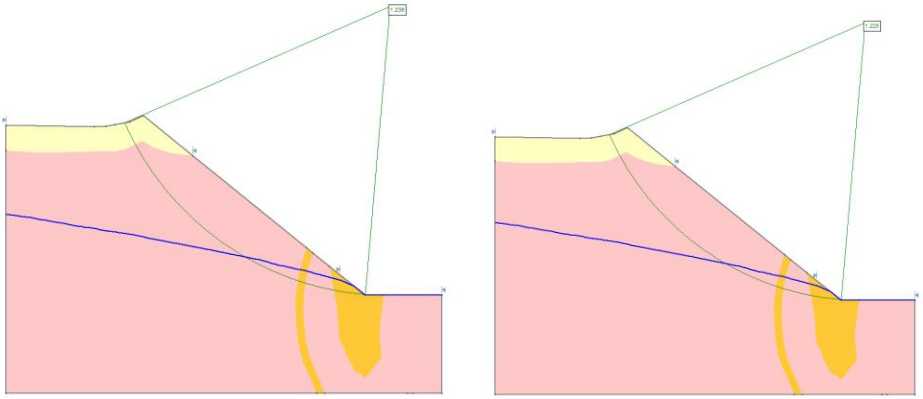
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-25 Ⅱ-1 剖面荷载组合III工况分析结果（38°）



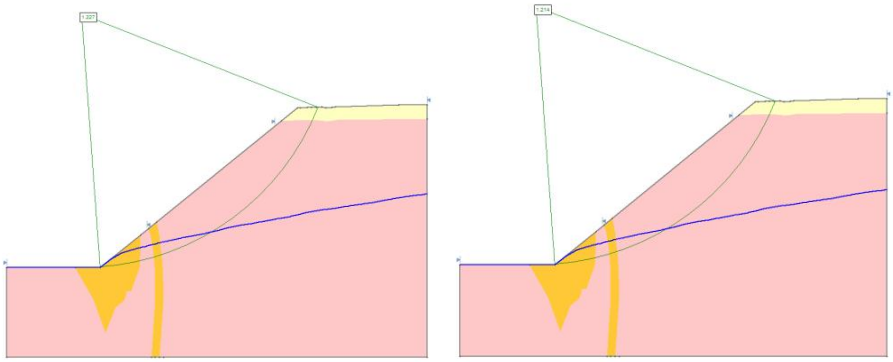
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-26 Ⅲ-1 剖面荷载组合III工况分析结果（38°）



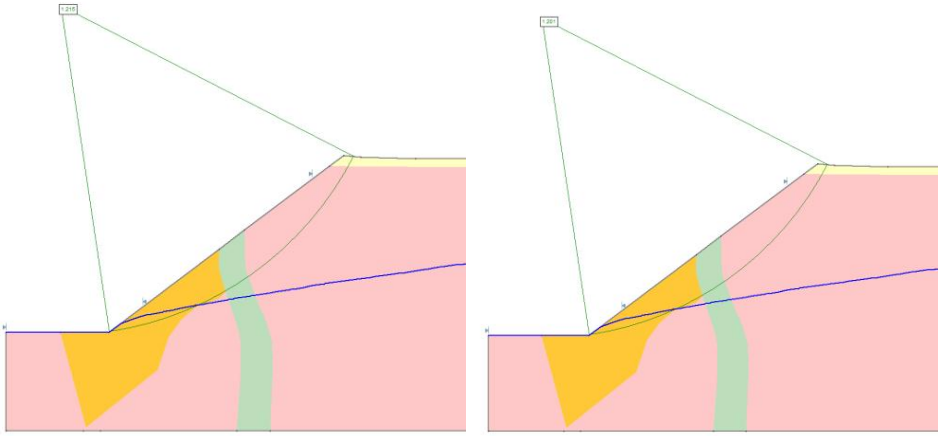
（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-27 Ⅳ-1 剖面荷载组合III工况分析结果（39°）



（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-28 Ⅳ-2 剖面荷载组合III工况分析结果（39°）



（a）简化 Bishop 法　　（b）M-P 法

图 3.2-29 Ⅴ-1 剖面荷载组合III工况分析结果（37°）

将三种荷载组合条件下计算得到的总体边坡各分析剖面安全系数结果汇总于表 3.2-10。根据极限平衡计算结果，带有排土场荷载的Ⅱ-1 计算剖面结果中（计算是在排土场自身稳定的前提下开展的计算），滑弧未进入排土场等效荷载范围，表明露天矿边坡破坏模式仍以边坡自身失稳产生的圆弧滑动为主。

表 3.2-10 总体边坡各分析剖面的安全系数计算结果表

分区	剖面编号	总体边坡角	工况I 安全系数	工况II 安全系数	工况III 安全系数	推荐边坡角
I区	I-1	46°	1.052	1.039	1.011	不大于 37°
		38°	1.246	1.215	1.197	
		37°	**1.280**	**1.261**	**1.226**	
	I-2	46°	1.045	1.032	1.005	
		38°	1.233	1.229	1.18	
		37°	**1.263**	**1.24**	**1.203**	
II区	II-1	46°	1.05	1.038	1.01	不大于 38°
		39°	1.227	1.209	1.175	
		38°	**1.254**	**1.236**	**1.2**	
III区	III-1	47°	0.987	0.974	0.952	不大于 38°
		39°	1.226	1.209	1.174	
		38°	**1.259**	**1.241**	**1.203**	
IV区	IV-1	47	1.063	1.051	1.022	不大于 39°
		40°	1.245	1.228	1.194	
		39°	**1.281**	**1.262**	**1.225**	
	IV-2	47°	1.066	1.054	1.066	
		40°	1.241	1.223	1.189	
		39°	**1.268**	**1.25**	**1.214**	
V区	V-1	47°	0.947	0.935	0.911	不大于 37°
		38°	1.211	1.193	1.158	
		37°	**1.257**	**1.238**	**1.201**	

采用极限平衡法对土屋铜矿总体边坡 3 种不同工况（自重+地下水、自重+地下水+爆破振动力、自重+地下水+地震力）条件下稳定性开展分析，参考规范要求的设计安全系数，推荐各分区总体边坡设计角度为：Ⅰ区不大于 37°，Ⅱ区不大于 38°，Ⅲ区不大于 38°，Ⅳ区不大于 39°，Ⅴ区不大于 37°。

（5）主要结论

1）矿山开采技术条件方面，确定土屋铜矿生产建设规模级别为大型，处于生产阶段。矿区水文地质条件为简单，工程地质条件为简单—中等。基

于矿区 F16 主控断层和破碎带，将工程地质分区划分 3 个区域。

2）在工程地质调查方面：

①矿区受到东西向 F16 主控矿断层的影响，岩体整体较为破碎，主要发育四组优势结构面：47°∠29°，177°∠35°，128°∠66°，257°∠43°。节理走向主要沿 NE 向和 EW 向，矿岩的主要优势结构面与地质构造方向相近。平均节理密度为 5.45 条/m，矿区的节理裂隙发育程度为较发育。

②岩体 RQD 主要集中在 50%以下，钻孔声波测试结果显示，岩体纵波波速范围 1.60~3.71km/s，边坡工程地质岩体完整性“较差”。

3）在岩石力学方面，进行了岩石密度及含（吸）水率、岩石纵波速度、岩石劈裂、岩石单轴压缩及变形、岩石三轴压缩及变形、弱面剪切等试验，给出了与边坡稳定性密切关的次闪长玢岩、玄武岩和安山岩的岩石物理力学参数。

4）在边坡分区和边坡失稳模式方面：

①在工程地质分区、边坡工程调查和岩石物理力学实验基础上，将土屋铜矿露天采场边坡划分为 5 个边坡分区。

②土屋铜矿总体边坡潜在的失稳模式为圆弧型。Ⅰ区、Ⅱ区、Ⅳ区台阶边坡潜在的失稳模式为平面型、楔体型；Ⅲ区台阶边坡潜在的失稳模式为平面型；Ⅴ区台阶边坡潜在的失稳模式为楔体型。

5）在岩体质量评价与岩体力学参数方面：

①将土屋铜矿划分出五个典型岩组：散体岩组、断层破碎岩组、玄武岩组、安山岩组和次闪长玢岩组。

②采用各种分级方法对土屋铜矿的工程岩体质量评价的结果基本一致，Ⅰ区、Ⅱ区、Ⅳ区边坡岩体质量相当，Ⅲ区、Ⅴ区岩体较差。

③采用多种参数评估方法并结合相似工程类比，确定了各岩组的岩体力学参数。

6）在局部台阶边坡稳定性方面，根据台阶边坡发生平面破坏和楔体型

破坏的分析结果，计算得到在台阶边坡倾角 60°，并段后台阶边坡高度 24m 的条件下，可满足规范要求。

7）在最终境界总体边坡稳定性方面，根据渗流分析、极限平衡分析和有限元应力应变分析结果，推荐各分区总体边坡设计角度为：Ⅰ区不大于 37°，Ⅱ区不大于 38°，Ⅲ区不大于 38°，Ⅳ区不大于 39°，Ⅴ区不大于 37°。

（6）西北有色勘察工程有限责任公司边坡稳定性计算

西北有色勘察工程有限责任公司 2024 年 4 月编制了《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿Ⅰ、Ⅲ号矿体露天采场最终境界边坡稳定性研究》，通过现场边坡工程地质调查和工程地质编录的基础上，对Ⅰ号、Ⅲ号露天境界工程岩体质量进行了综合评价，依据坡体岩性、岩石强度、风化程度和典型的不连续性特征、潜在的边坡破坏机理等，并结合露天开采设计，将Ⅰ号露天边坡划分的 4 个区共选取 6 个剖面进行二维极限平衡稳定性分析，剖面分布见图 3.2-30。Ⅲ号露天境界位于Ⅱ号露天境界西部，露天边坡最高高度 47m。

对Ⅰ号和Ⅲ号露天境界分别计算自重+地下水、自重+地下水+爆破震动力和自重+地下水+地震力三种工况下的安全系数。边坡工程安全等级为Ⅰ级。

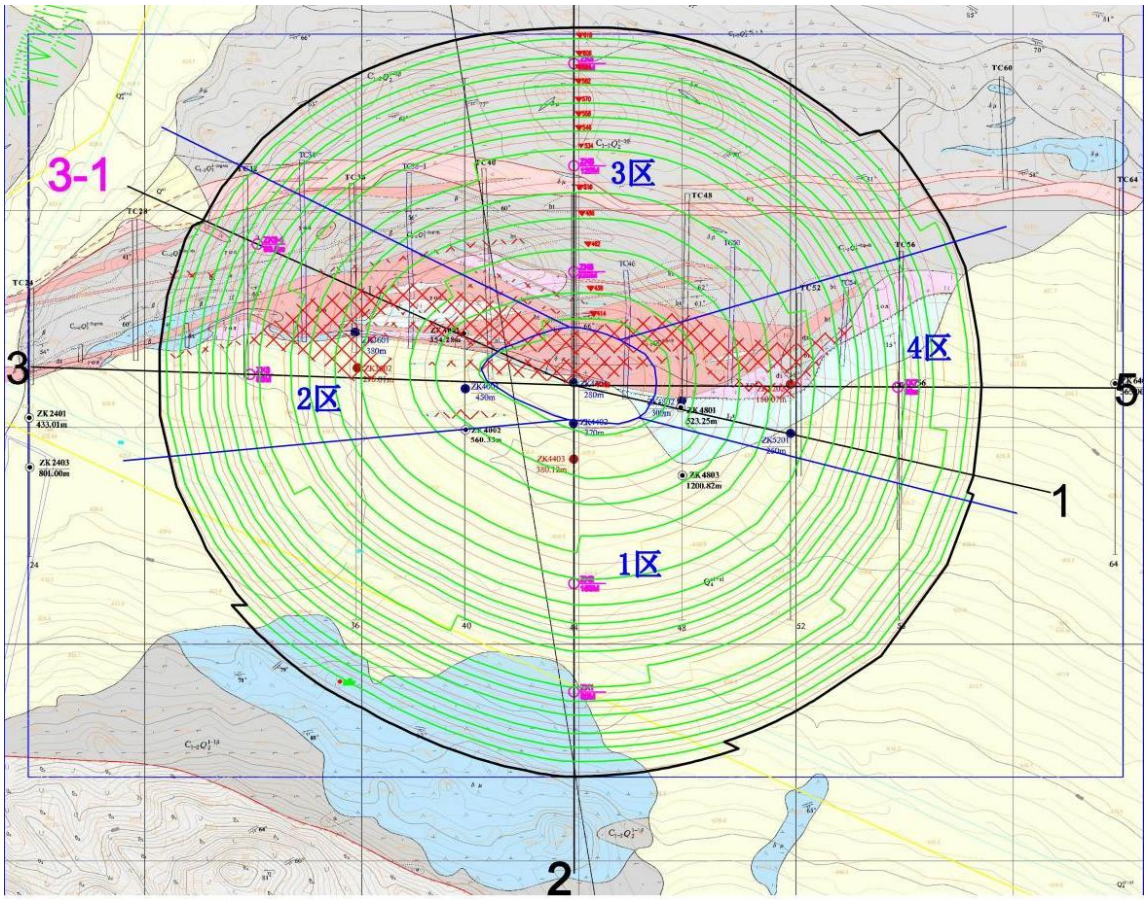


图 3.2-30 Ⅰ 号矿体边坡剖面分布图

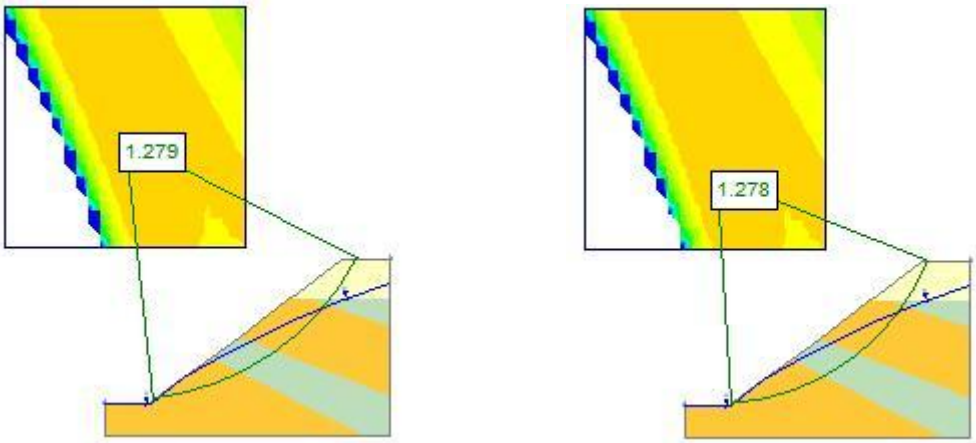
对岩体内聚力及内摩擦角进行适当折减，确定的各分区岩体的抗剪强度指标。Ⅰ、Ⅲ号矿体抗剪强度参数如表 3.2-11。Ⅰ号露天边坡各剖面稳定性计算结果见图 3.2-32～3.2-48，3 种工况计算结果见表 3.2-12～3.2-14。

表 3.2-11 Ⅰ、Ⅲ号矿体抗剪强度参数如表

岩体类型	边坡分区1 区、3 区		边坡分区2 区、4 区		重度γ
	内聚力c_{rm}/kpa	内摩擦角φ_{rm}/°	内聚力c_{rm}/kpa	内摩擦角φ_{rm}/°	
次闪长玢岩	470	33	450	31	27.2
玄武岩	450	31	430	29	27.3
安山岩	220	20	220	20	27.0
地表氧化层	90	29	60	29	24.3
断层破碎带及矿体岩组	270	27	250	27	26.6

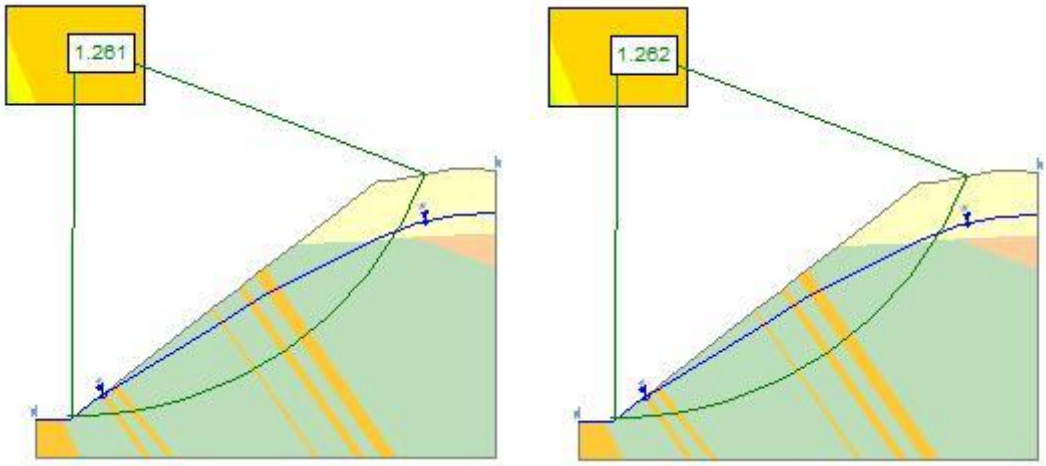
Ⅰ号露天边坡计算结果图：

a、工况 1：自重+地下水



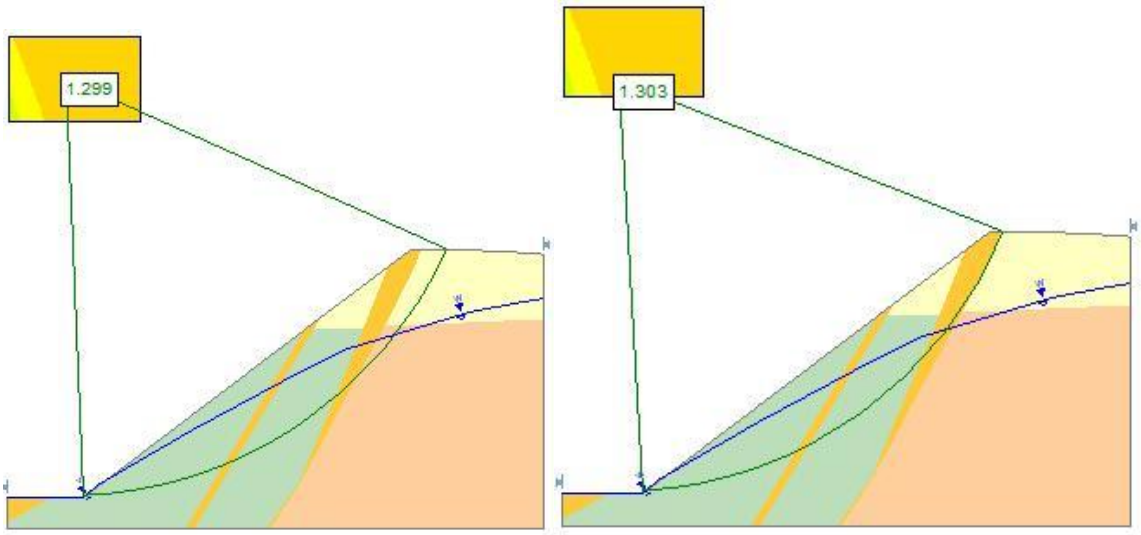
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-31　1-1′ 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（37°）



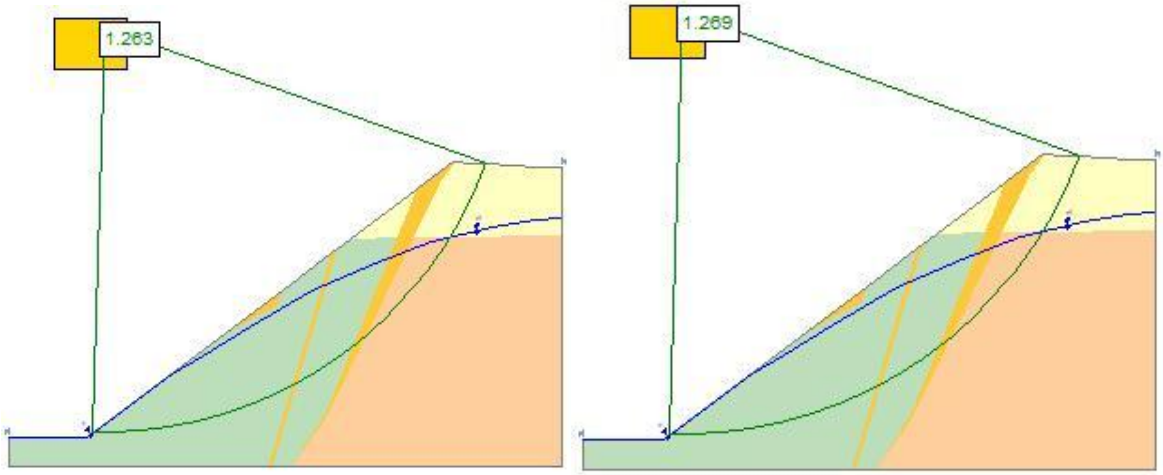
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-32　2-2′ 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（38°）



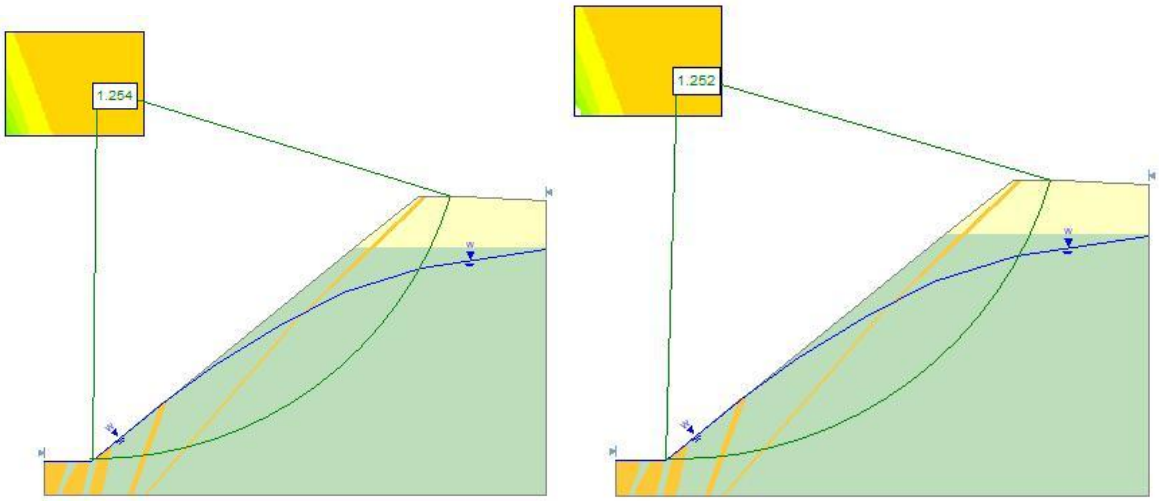
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-33　3-3′ 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（37°）



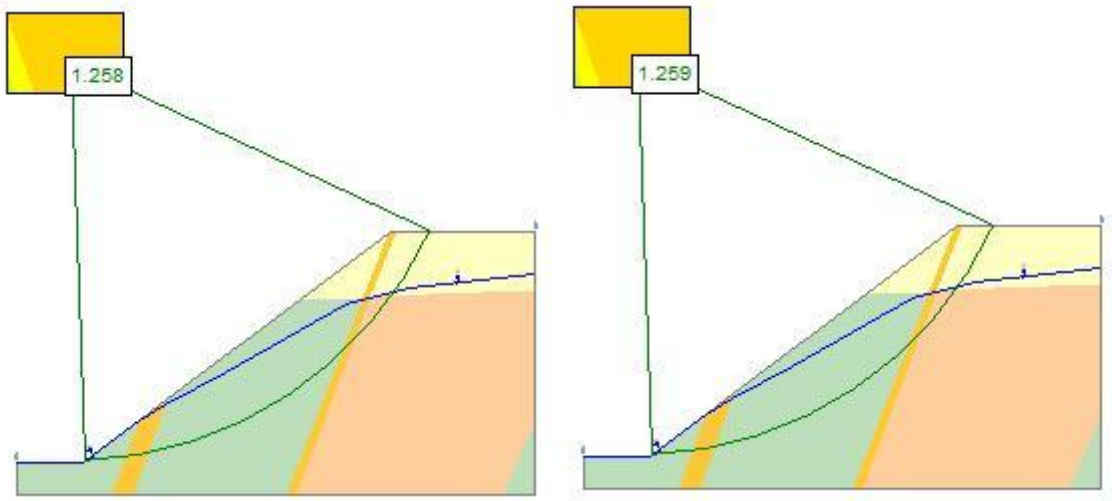
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-34　3-1′ 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（37°）



（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-35　4-4′ 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（39°）



（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

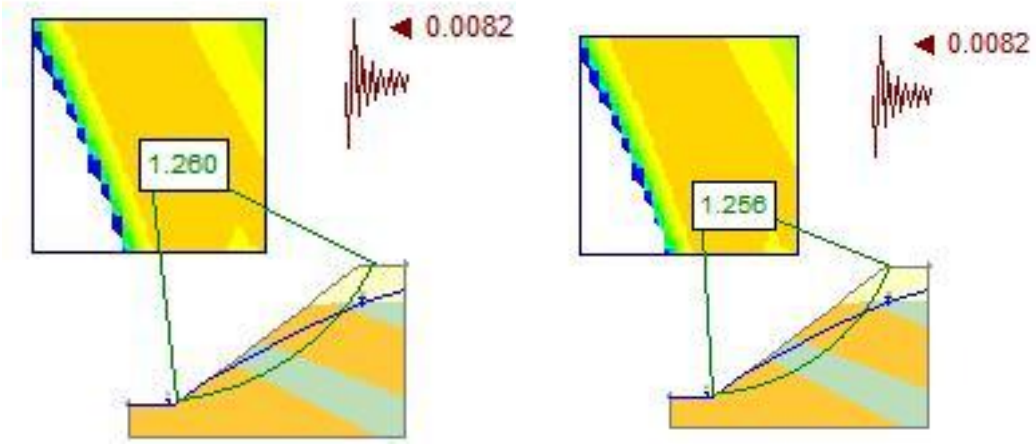
图 3.2-36　5-5′ 剖面荷载组合Ⅰ工况分析结果（37°）

表3.2-12　荷载组合Ⅰ工况边坡稳定性计算结果

分区	剖面编号	总体边坡角	简化 **Bishop** 法	**M-P** 法	最小安全系数（1.25）	是否符要合求规范
4 区	**1-1′**	**37°**	**1.279**	**1.278**	**1.278**	满足
		38°	1.252	1.245	1.245	不满足
		39°	1.225	1.218	1.218	不满足
		40°	1.198	1.191	1.191	不满足
1 区	**2-2′**	37°	1.269	1.270	1.269	满足
		38°	1.261	1.262	1.261	满足
		39°	**1.254**	**1.255**	**1.254**	满足
		40°	1.247	1.248	1.247	不满足
2 区	**3-3′**	**37°**	**1.299**	**1.303**	**1.299**	满足

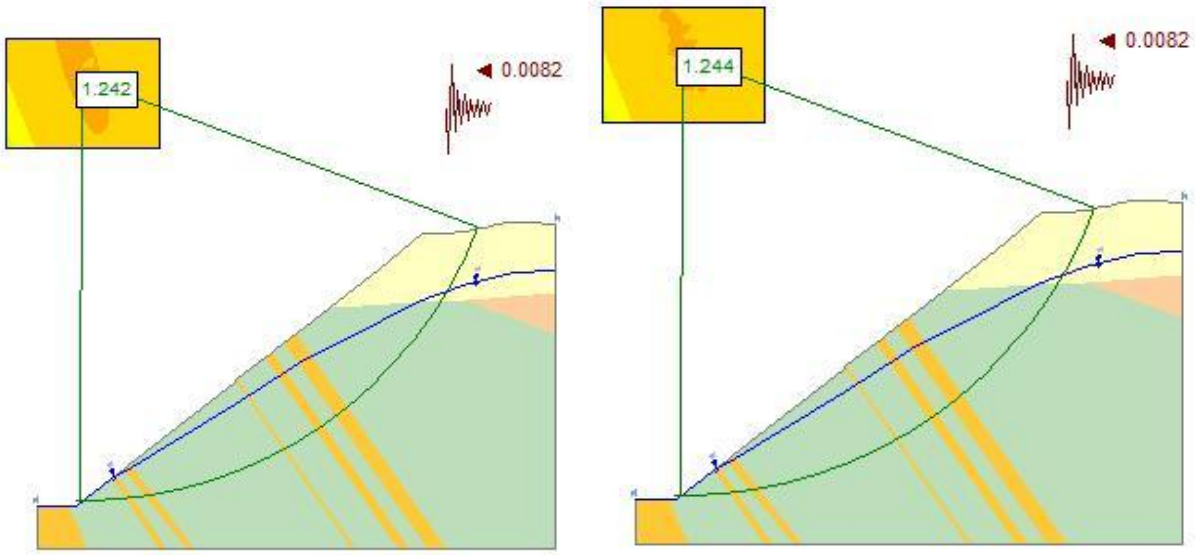
		38°	1.243	1.252	1.243	不满足
		39°	1.194	1.202	1.194	不满足
		40°	1.145	1.153	1.145	不满足
2 区	**3-1′**	**37°**	**1.263**	**1.269**	**1.269**	满足
		38°	1.228	1.234	1.228	不满足
		39°	1.192	1.197	1.192	不满足
		40°	1.156	1.162	1.156	不满足
3 区	**4-4′**	37°	1.247	1.245	1.245	满足
		38°	1.251	1.249	1.249	满足
		39°	**1.254**	**1.252**	**1.252**	满足
		40°	1.250	1.247	1.247	不满足
4 区	**5-5′**	**37°**	**1.258**	**1.259**	**1.258**	满足
		38°	1.245	1.245	1.245	不满足
		39°	1.237	1.238	1.237	不满足
		40°	1.224	1.225	1.224	不满足

b、工况 2：自重+地下水+爆破振动力



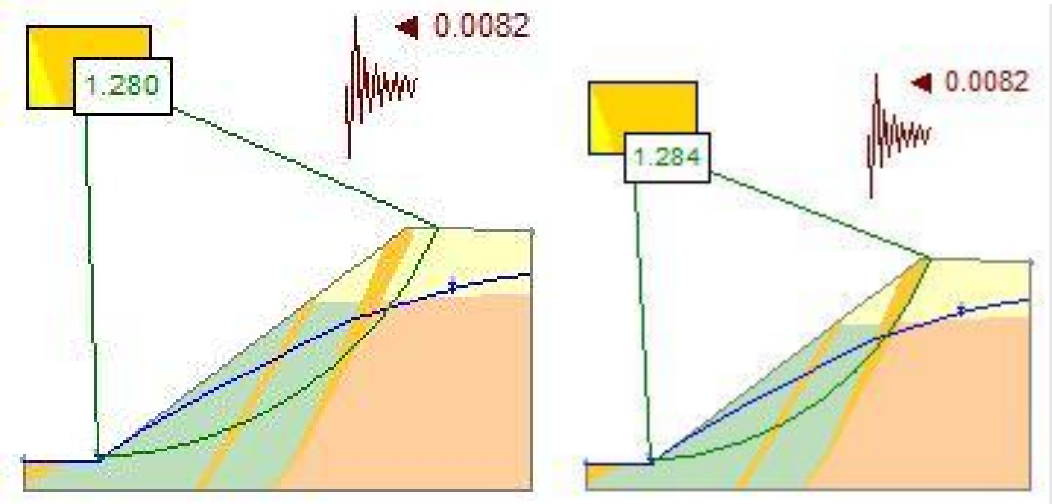
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-37 1-1′ 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（37°）



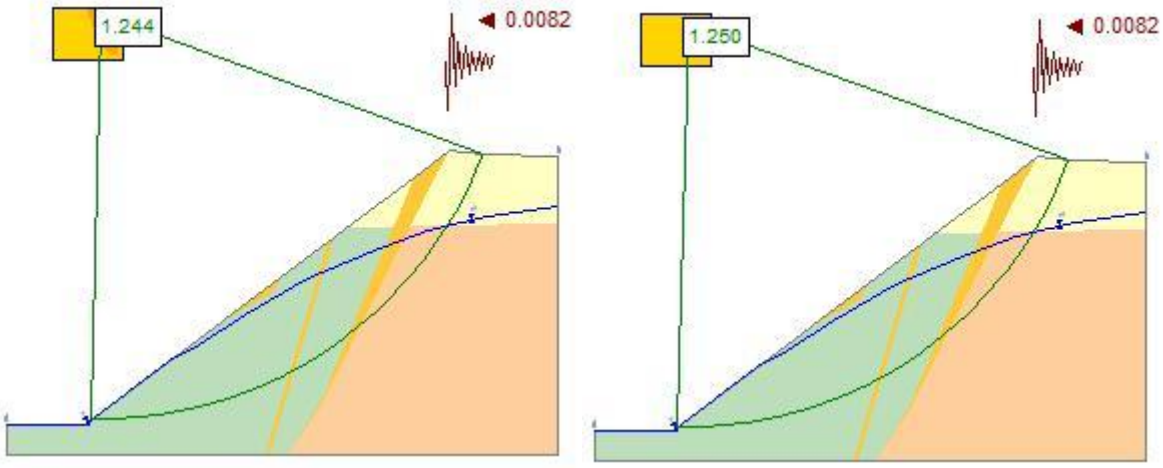
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-38　2-2′剖面荷载组合 II 工况分析结果（38°）



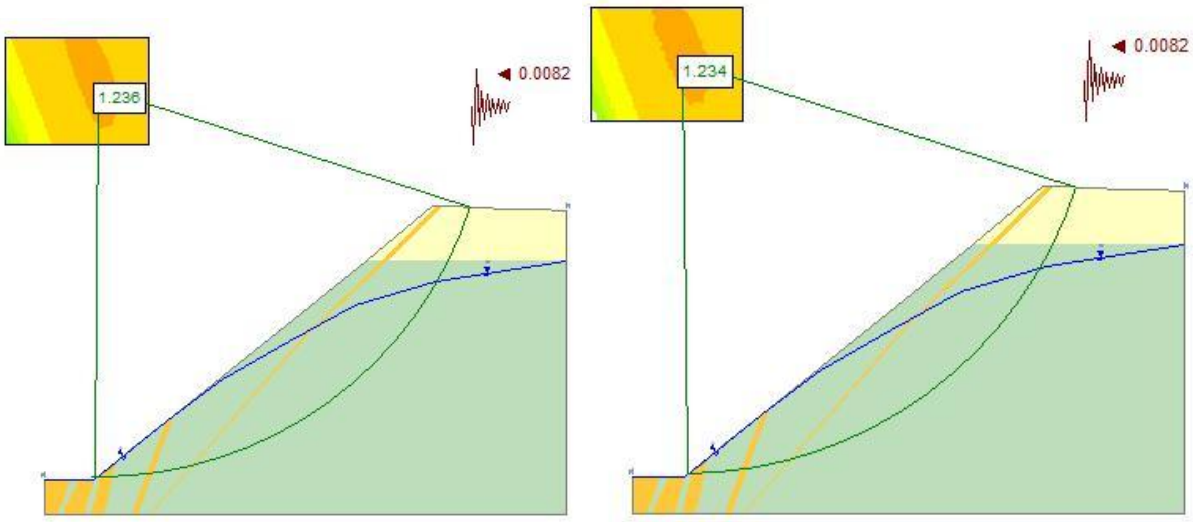
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-39　3-3′ 剖面荷载组合 II 工况分析结果（37°）



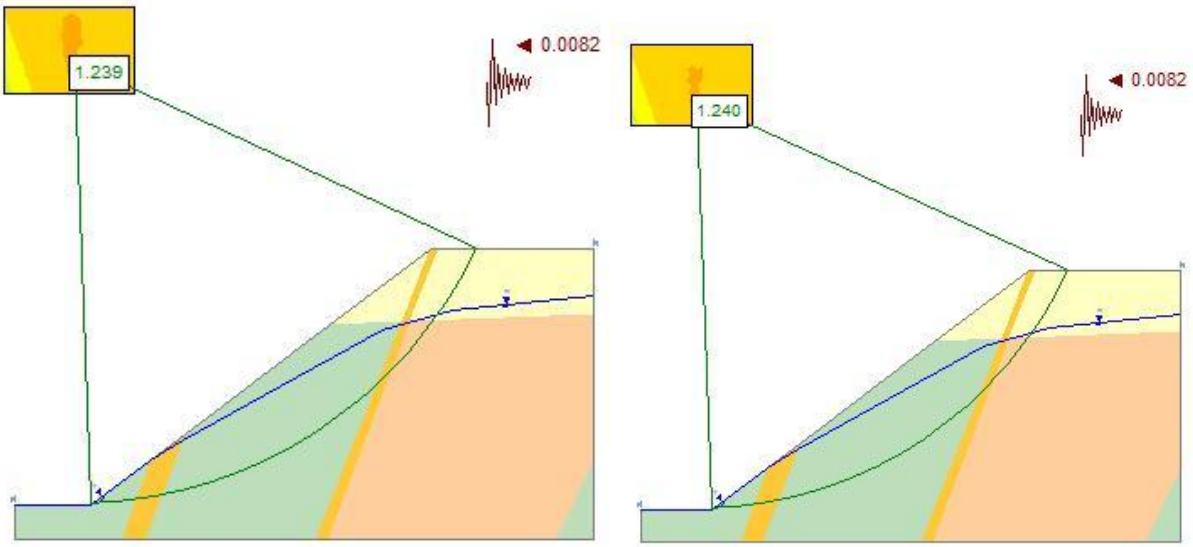
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-40　3-1′ 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（37°）



（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-41　4-4′ 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（39°）



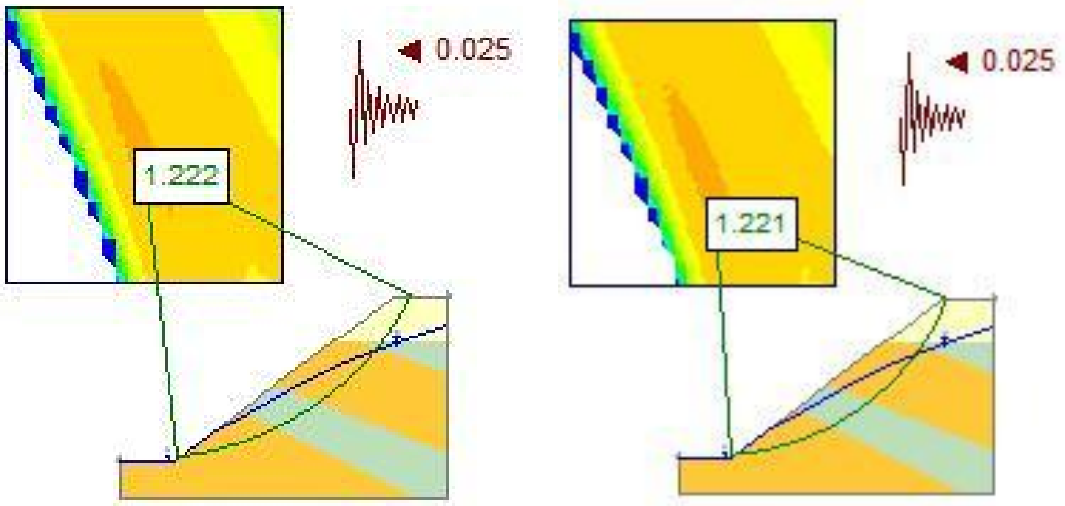
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-42　5-5′ 剖面荷载组合Ⅱ工况分析结果（37°）

表3.2-13　荷载组合Ⅱ工况边坡稳定性计算结果

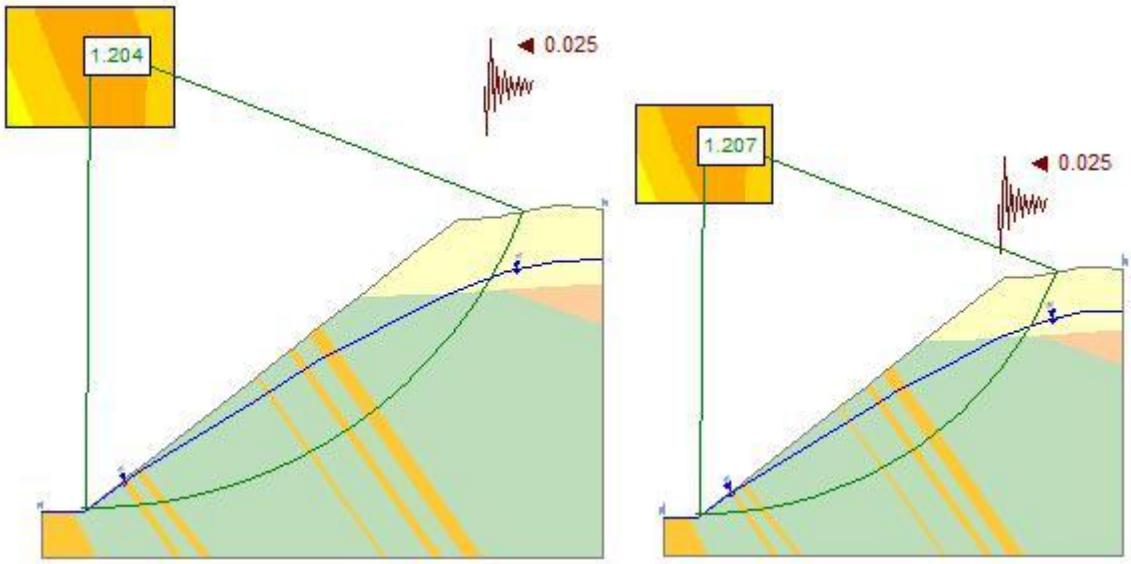
分区	剖面编号	总体边坡角	简化 **Bishop** 法	**M-P** 法	最小安全系数（**1.23**）	是否符求合规范要
4 区	**1-1′**	37°	1.260	1.256	1.256	满足
		38°	**1.234**	**1.230**	**1.230**	**满足**
		39°	1.208	1.204	1.204	不满足
		40°	1.182	1.178	1.178	不满足
1 区	**2-2′**	37°	1.248	1.250	1.248	满足
		38°	1.242	1.244	1.242	满足
		39°	**1.236**	**1.237**	**1.236**	**满足**
		40°	1.298	1.299	1.298	不满足
2 区	3-3′	**37°**	**1.280**	**1.284**	**1.280**	**满足**
		38°	1.225	1.229	1.225	不满足
		39°	1.172	1.176	1.172	不满足
		40°	1.116	1.120	1.116	不满足
2 区	3-1′	**37°**	**1.244**	**1.250**	**1.244**	**满足**
		38°	1.210	1.216	1.210	不满足
		39°	1.177	1.183	1.177	不满足
		40°	1.142	1.148	1.142	不满足
3 区	4-4′	37°	1.246	1.243	1.243	满足
		38°	1.241	1.239	1.239	满足
		39°	**1.236**	**1.234**	**1.234**	**满足**
		40°	1.232	1.229	1.229	不满足
4 区	5-5′	**37°**	**1.239**	**1.240**	**1.239**	**满足**
		38°	1.226	1.227	1.226	不满足
		39°	1.212	1.213	1.212	不满足
		40°	1.199	1.199	1.199	不满足

c、工况 3：自重+地下水+地震力



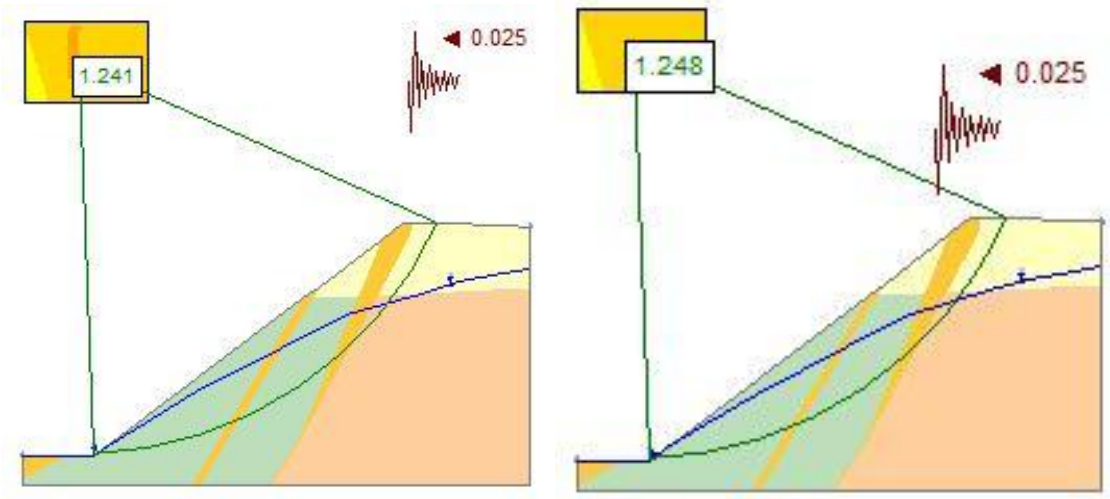
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-43　1-1′ 剖面荷载组合III工况分析结果（37°）



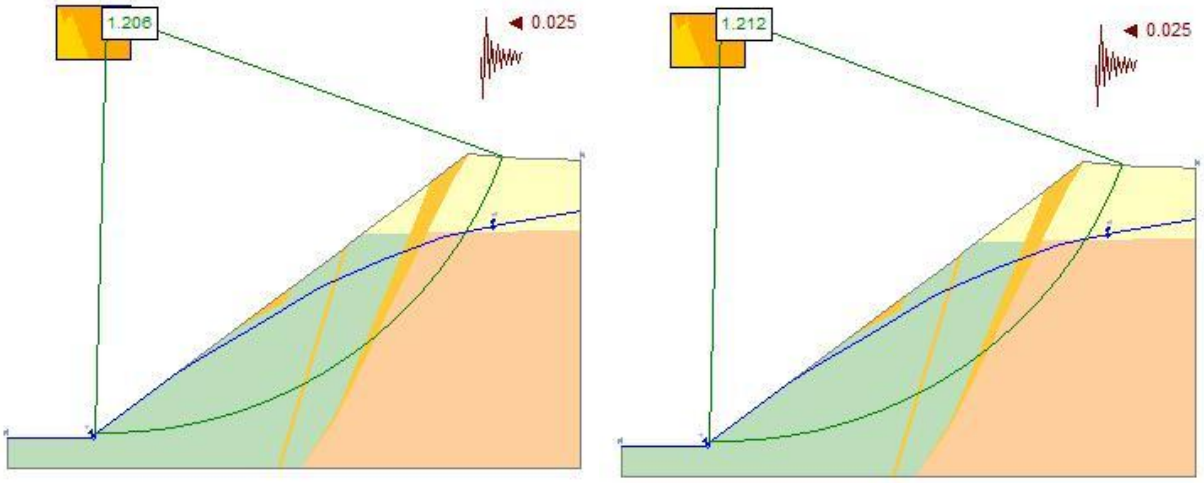
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-44　2-2′ 剖面荷载组合III工况分析结果（38°）



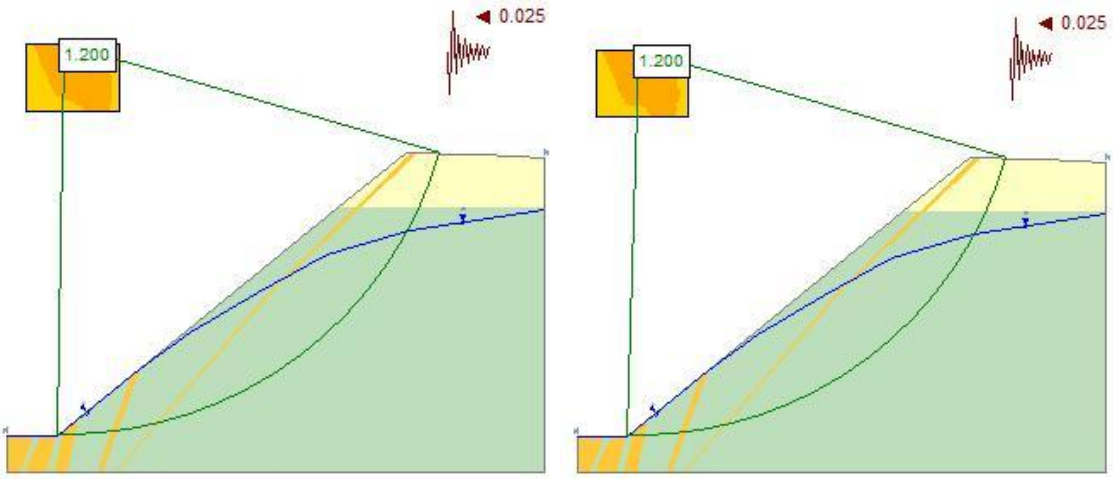
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-45　3-3′剖面荷载组合III工况分析结果（37°）



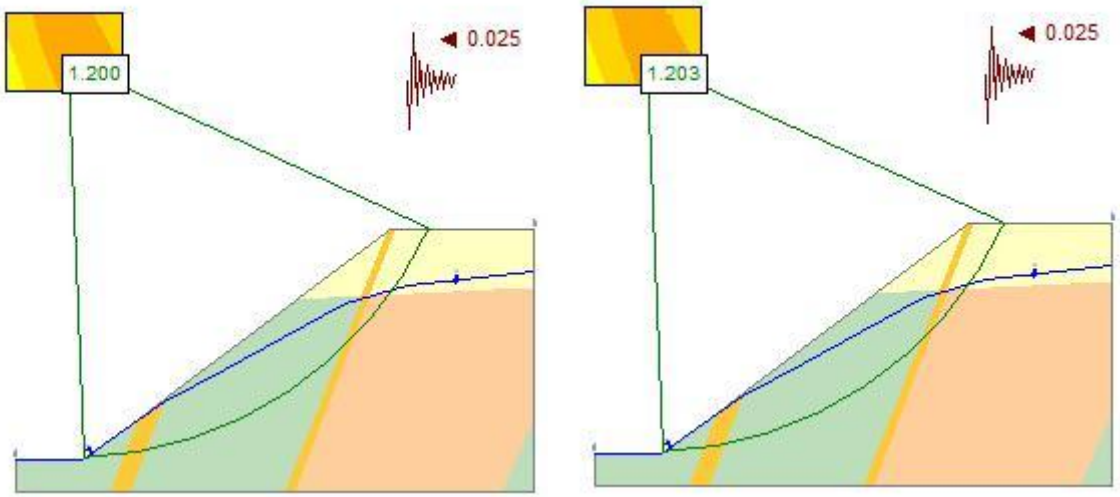
（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-46　3-1′剖面荷载组合III工况分析结果（37°）



（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-47　4-4′剖面荷载组合III工况分析结果（39°）



（a） 简化 Bishop 法　　（b） M-P 法

图 3.2-48　5-5′剖面荷载组合III工况分析结果（37°）

表3.2-14　荷载组合 III 工况边坡稳定性计算结果

分区	剖面编号	总体边坡角	简化 **Bishop** 法	**M-P** 法	最小安全系数（**1.20**）	是否符合规范要求
4 区	**1-1′**	**37°**	**1.222**	**1.221**	**1.221**	满足
		38°	1. 198	1. 193	1. 193	不满足
		39°	1. 173	1. 170	1. 173	不满足
		40°	1. 147	1. 143	1. 143	不满足
1 区	**2-2′**	37°	1. 210	1. 214	1. 210	满足
		38°	**1.204**	**1.207**	**1.204**	满足
		39°	1. 199	1. 202	1. 199	不满足
		40°	1. 192	1. 196	1. 192	不满足
2 区	**3-3′**	**37°**	**1.241**	**1.248**	**1.241**	满足

		38°	1.189	1.197	1.189	不满足
		39°	1.137	1.144	1.137	不满足
		40°	1.083	1.091	1.083	不满足
2 区	**3-1′**	**37°**	**1.206**	**1.212**	**1.206**	满足
		38°	1.174	1.181	1.174	不满足
		39°	1.143	1.150	1.143	不满足
		40°	1.112	1.118	1.112	不满足
3 区	**4-4′**	37°	1.205	1.206	1.205	满足
		38°	1.202	1.203	1.202	满足
		39°	**1.200**	**1.200**	**1.200**	满足
		40°	1.197	1.195	1.195	不满足
4 区	**5-5′**	**37°**	**1.200**	**1.203**	**1.200**	满足
		38°	1.189	1.190	1.189	不满足
		39°	1.177	1.179	1.177	不满足
		40°	1.164	1.168	1.164	不满足

表 3.2-15 总体边坡各分析剖面的安全系数计算结果表

分区	剖面编号	总体边坡角	工况**I**安全系数**(1.25)**	工况**II**安全系数（**1.23**）	工况**III**安全系数（**1.20**）	推荐边坡角
1 区（南区）	**2-2′**	37°	1.269	1.248	1.210	不大于 **38°**
		38°	**1.261**	**1.242**	**1.204**	
		39°	1.254	1.236	1.199	
		40°	1.247	1.298	1.192	
2 区（西区）	**3-3′**	**37°**	**1.299**	**1.280**	**1.241**	不大于 **37°**
		38°	1.243	1.225	1.189	
		39°	1.194	1.172	1.137	
		40°	1.145	1.116	1.083	
	3-1′	**37°**	**1.269**	**1.244**	**1.206**	
		38°	1.228	1.210	1.174	
		39°	1.192	1.177	1.143	
		40°	1.156	1.142	1.112	
3 区（北区）	**4-4′**	37°	1.245	1.243	1.205	不大于 **39°**
		38°	1.249	1.239	1.202	
		39°	**1.252**	**1.234**	**1.200**	
		40°	1.247	1.229	1.195	
4 区（东区）	**5-5′**	**37°**	**1.258**	**1.239**	**1.200**	不大于 **37°**
		38°	1.245	1.226	1.189	
		39°	1.237	1.212	1.177	
		40°	1.224	1.199	1.164	
	1-1′	37°	**1.278**	**1.256**	**1.221**	
		38°	1.245	1.230	1.193	
		39°	1.218	1.204	1.173	
		40°	1.191	1.178	1.143	

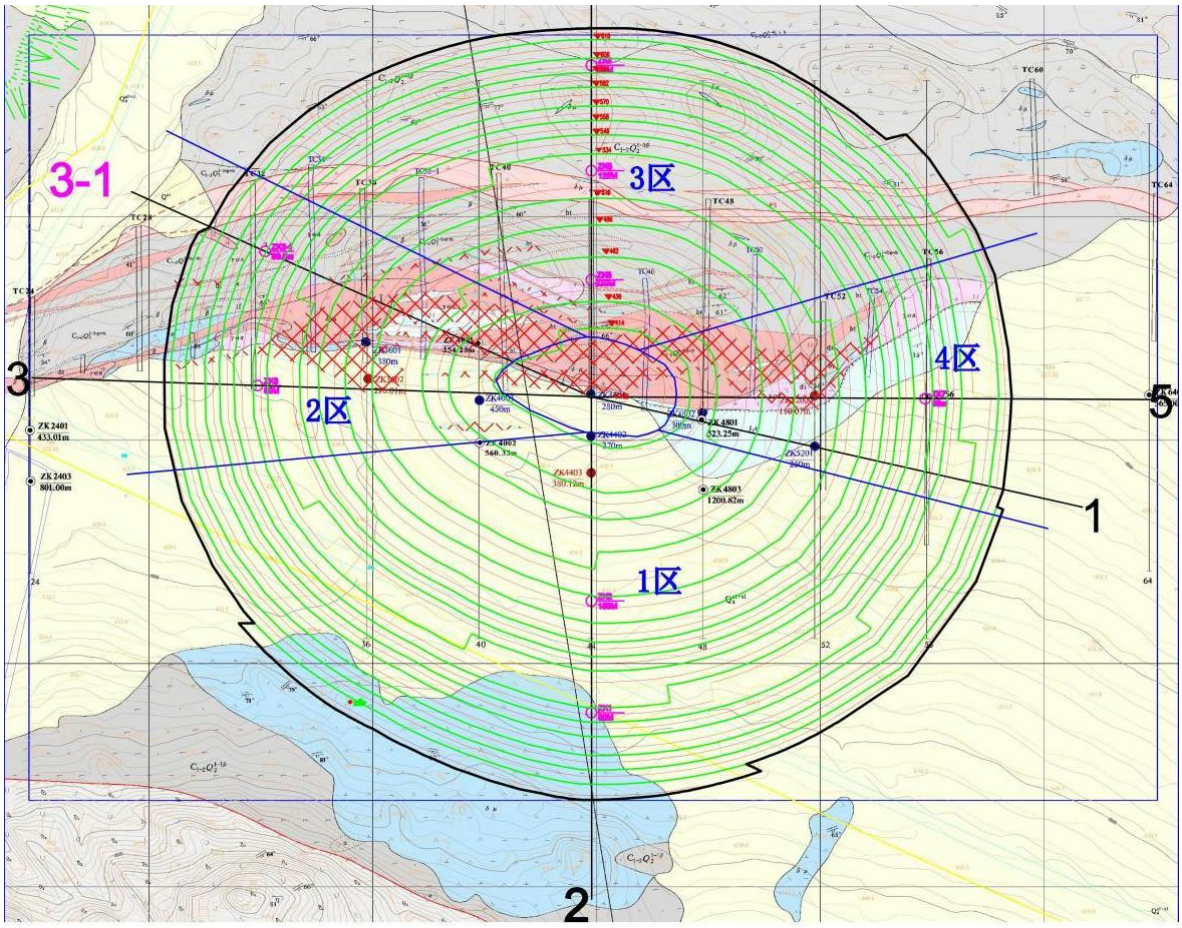


图 3.2-49 Ⅰ号矿体边坡分区推荐角度

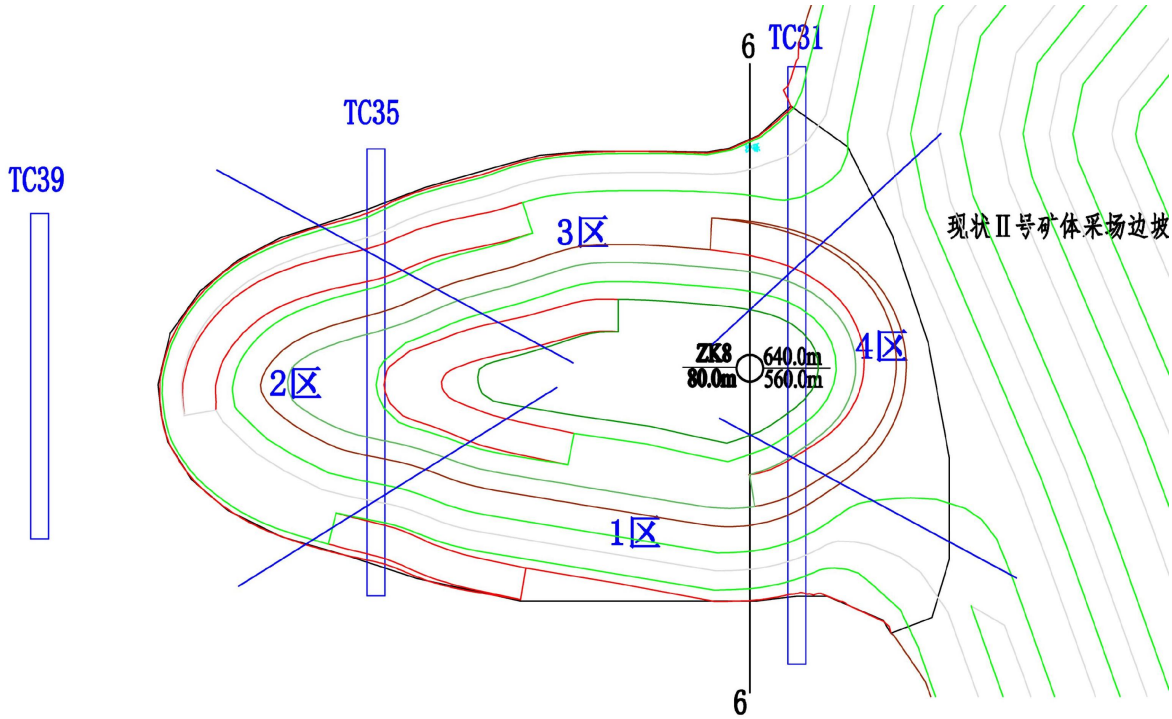


图 3.2-50 Ⅲ号矿体边坡分区推荐角度

根据理论计算Ⅰ号矿体1区（南区）、2区（西区）、3区（北区）、4区（东区）推荐整体边坡角分别为38°、37°、39°、37°，上部氧化层推荐边坡角分别较整体边坡角小1°，分别为37°、36°、38°、36°。

针对于III号矿体，由于采深仅有42m，可按照氧化层考虑，故可按照Ⅰ号矿体上部氧化层推荐边坡角。III号矿体南侧、西侧、北侧、东侧分别为37°、36°、38°、36°。

3.4.1.5 露天坑边坡监测分析评价

土屋铜矿变形监测采用边坡雷达和GNSS设备联合监测，II号露天境界目前共有2台雷达监测设备和12台GNSS设备，GNSS设备监测系统见图4-40。两台雷达各布置于采坑西南、东北两侧，可实现采坑全覆盖监测。具体点位布设如图3.2-51所示。

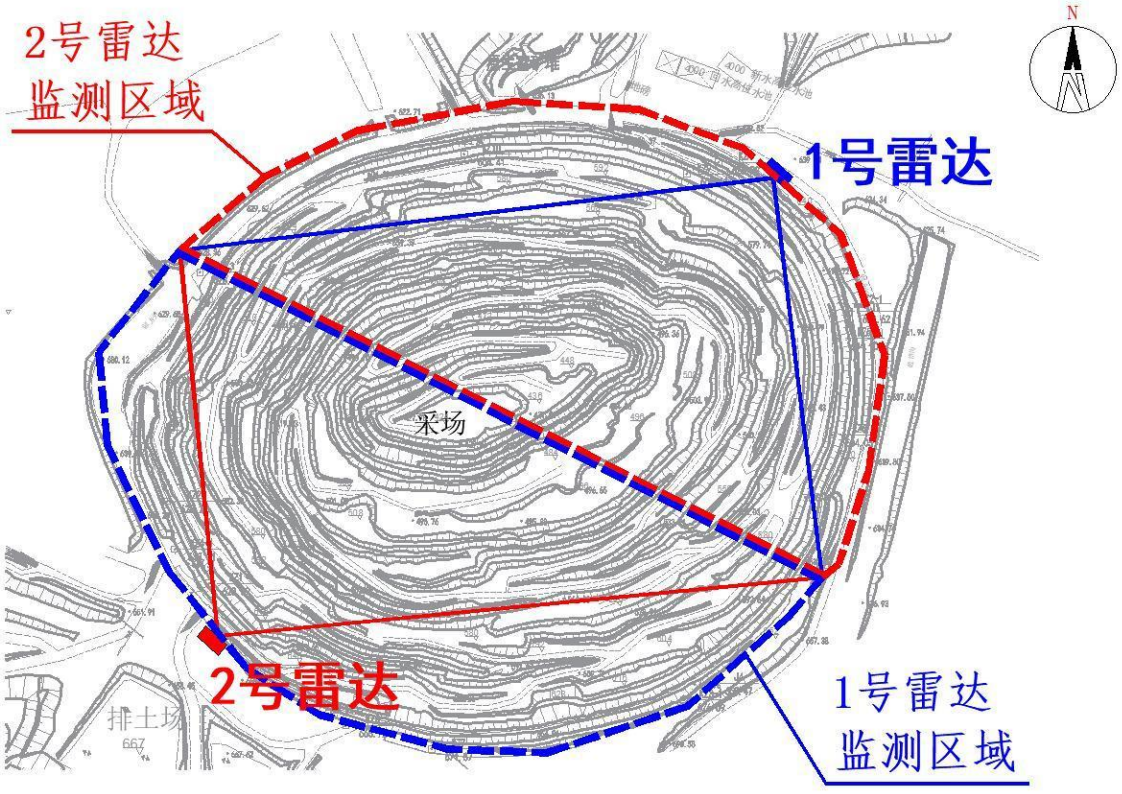


图 3.2-51 土屋铜矿采场边坡雷达监测点位示意图

1号监测点位位于东北帮观景台西侧，位于平台最高处，视野开阔，目

标边坡位于监测点近远距 400m-1200m。可由旁边配电箱接电，接电方便。

2 号监测点位位于西南帮地表最高点一处平台上，视线清晰，不影响矿方通行及施工。目标边坡位于监测点近远距 500m-1200m。接电距离 200m。

现有爆破振动检测仪（TC-4850N）4 台。爆破振动监测应进行边坡指点振动速度和振动加速度的监测和测试。采用测振仪进行爆破振动量测，对爆破参数进行调整，尽量减小爆破振动对露天边坡稳定性的影响。

现有地下水位检测仪（JW-SPPT-S）2 台，一处在东帮 580m 平台，另一处在西帮 604m 平台。

现有雨量计（JW-TB-P-0.1）1 台，布置在露天境界外北部。

可研据监测网设立要求将 GNSS 监测点布设在主剖面上，II 号露天境界监测点布置见图 4-43、Ⅰ号露天境界监测点布置见图 4-44。II 号露天境界每条剖面布设 GPS 监测点至少为 4 个，Ⅰ号露天境界每条剖面布设 GPS 监测点至少为 3 个，分别在边坡后缘陷落带、边坡平台、边坡隆起带分别布设 GPS 表面位移监测点，根据边坡纵剖面长度适当进行加点，不要求平均布设，但是需要在特定地貌单元必须布设。监测站布置需要形成横向剖面，即垂直于主滑方向。横向断面可以对边坡位移进行修正，达到多重监测，多重检查，提高边坡监测预警准确性。

根据监测网设立及现场条件将 GNSS 地表监测设备形成 X 纵 X 横的网状结构，用于分析边坡沿主滑方向的位移趋势，同时使用横向剖面进行位移修正，从而达到整个坡体表面的监测。GNSS 监测点见图 4-43。

应力监测：

设计新增应力传感器 4 套进行应力监测，分别布置采场的东帮、北帮、西帮、南帮，随着开采深度的变化逐渐下移。应力传感器可自动监测采动应力数据并自动上传云端。监测采动应力的主要原理为：应力传感器监测到岩体内部的应力变化，转化元件输出信号、自动上传应力数据至后台服务器，并按照时间序列存储，从而实现采场边坡的在线监测及预警。

边坡应力监测应进行边坡内部应力监测、支护结构应力监测和锚固应力监测。应力传感器埋设前应对传感器装置进行封闭性检验和标定，埋设后应进行检验性观测不少于 5 次，其中应该至少有 3 次连续校差在 2kPa 以下的稳定值，新布设监测点，数据的采集频率不应少于每天 1 次，待稳定后每月应至少采集 1 次。

振动监测：

Ⅱ号露天境界现有的 4 台爆破振动检测仪（TC-4850N），满足Ⅱ号露天境界震动监测要求，设计Ⅰ号露天境界新增 4 台爆破振动检测仪（TC-4850N）对Ⅰ号露天境界爆破时进行监测。

水文气象监测：

现有的地下水位检测仪（JW-SPPT-S）2 台和雨量计（JW-TB-P-0.1）1 台能满足设计要求。

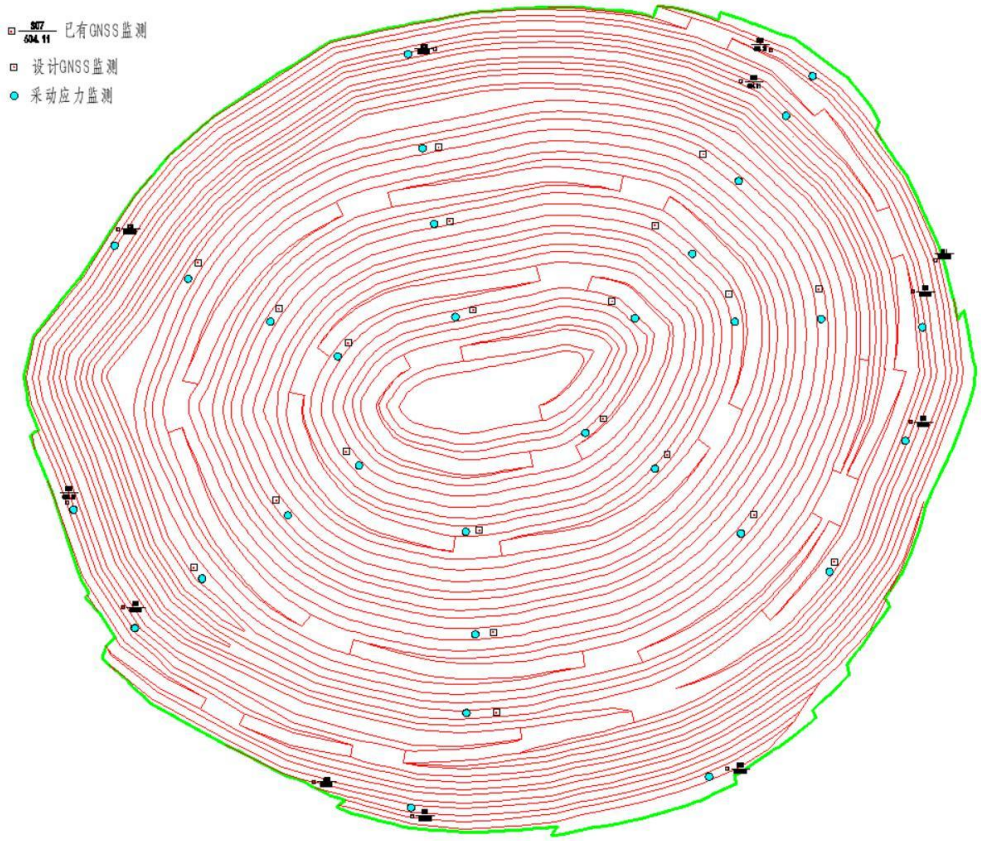


图 3.2-52 Ⅱ 号矿体岩石力学监测点布置

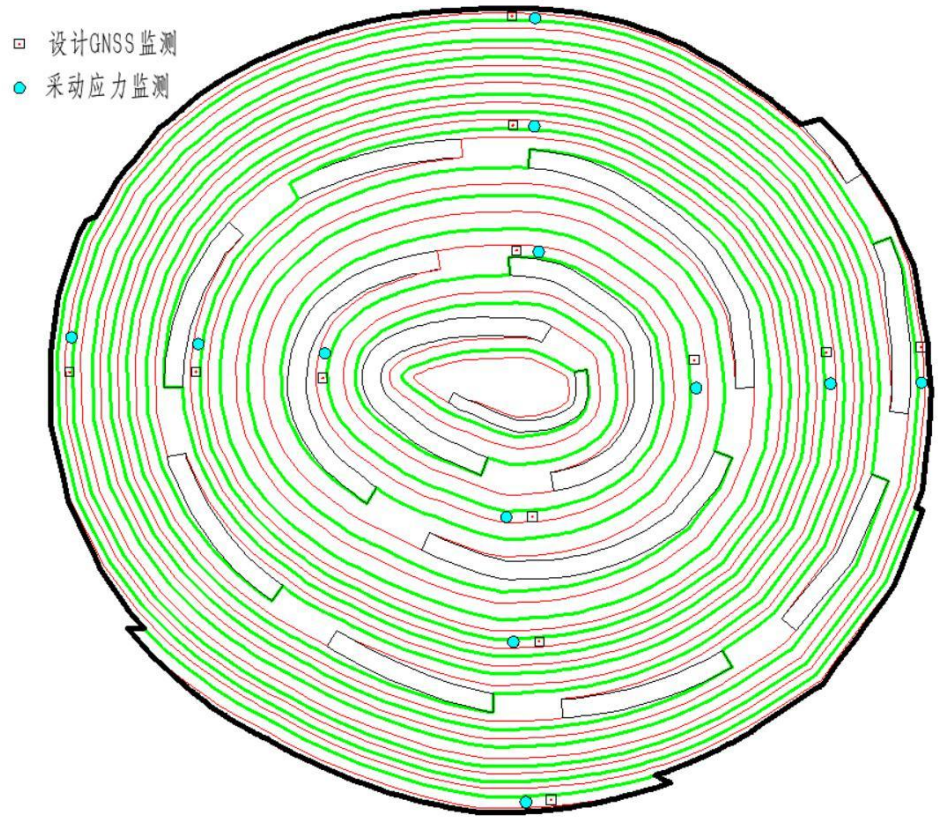


图 3.2-53 Ⅰ 号矿体岩石力学监测点布置

根据《金属非金属露天矿山高陡边坡安全监测规范》（KA/T 2063-2018）的规定，土屋铜矿露天采场最终境界边坡工程安全等级为Ⅰ级 ，边坡安全监测应监测项目包括：变形监测、应力监测、振动监测、水文监测；应监测内容为：地表水平位移和垂直位移、裂缝和错位、边坡深部变形、支护结构变形、边坡应力、支护结构应力、爆破振动监测、降雨监测、地表水监测、地下水监测。

可研设计仅明确边坡建设 GNSS 边坡表面位移监测、应力监测、振动监测、地下水监测和雨量监测。未明确各边坡监测要求，下一步设计阶段应根据《国家矿山安全监察局关于开展露天矿山边坡监测系统建设及联网工作的通知》（矿安〔2023〕119 号）有关规定，细化边坡监测系统设置情况，明确边坡安全监测应测项为表面位移监测、边坡应力监测、爆破振动监测、地下水位监测、降雨量监测、视频监控等。

3.4.1.6 单元小结

设计方案中露天矿山开采工艺、边坡参数与所采用的采剥工艺，符合《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）的相关规定。

本单元应注意以下问题：

（1）露天开采时，应对不稳定边坡、局部风化严重坡度较大的区域采取削坡或加固措施，防范局部滑坡和滚石，同时对采场边坡进行监测，加强监测系统的日常管理和维护。

（2）针对现状露天采坑加固边坡，建议补充表面位移、裂缝宽度、深部位移等监测措施进行在线监测，定期进行边坡巡检，加强在线监测数据分析，根据监测数据进行边坡稳定性动态评估。

（3）项目基建和开采过程中，如开采过程中出现工程地质条件变化情况，矿山应委托有相应资质的研究单位进行系统的边坡稳定性研究工作，并以边坡稳定性研究报告及推荐的边坡角作为依据，对设计确定的最终边坡角进行修正，以确保安全生产。

（4）下一阶段设计需明确：露天坑入口和露天坑周围易于发生危险的区域应设置围栏和警示标志，防止无关人员进入。

（5）下一阶段设计需明确：边坡浮石清除完毕之前不应在边坡底部作业；人员和设备不应在边坡底部停留。

（6）下一阶段设计需补充矿山应建立健全边坡安全管理和检查制度；针对暴雨对边坡稳定性的影响较大，下一阶段设计应明确暴雨和强降雨后边坡检查的相关要求。矿山每 5 年至少进行一次边坡稳定性分析，当开采过程中边坡高度超过 100m 后，应当每年进行一次边坡稳定性分析。

（7）下阶段应对检查频次进行明确，露天采场工作边坡应每季度检查不少于 1 次，运输或者行人的非工作边坡每半年检查不少于 1 次；边坡出现滑坡或者坍塌迹象时，应立即停止受影响区域的生产作业，撤出相关人员和设备，并采取相应的安全措施；下阶段设计应按照《金属非金属露天矿山高

陡边坡安全监测技术规范》对露天采场边坡的在线监测设施进行详细设计，对承受水压的边坡应进行水压监测。

（8）下一阶段设计需对采场照明进行详细设计，保障采场照明满足规范要求。

（9）下一步设计阶段应根据《国家矿山安全监察局关于开展露天矿山边坡监测系统建设及联网工作的通知》（矿安〔2023〕119 号）、《金属非金属露天矿山高陡边坡安全监测技术规范》（KA/T 2063-2018）、《非煤露天矿边坡工程技术规范》（GB 51016-2014）有关规定，细化边坡监测系统设置情况，明确边坡安全监测应测项为表面位移监测（地表水平位移和垂直位移、裂缝、错位、边坡深部变形、支护结构变形）、边坡应力监测（边坡应力、支护结构应力）、爆破振动监测、地下水位监测、地表水监测、降雨量监测、视频监控等。

（10）矿山建成投产后，应成立专门的边坡维护队伍，建立边坡管理和检查制度，建立有效的边坡监测系统。根据最终边坡的稳定类型、分区特点、顺逆层关系等确定各区监测级别。对边坡进行定点定期观测，包括坡体表面和内部位移观测、地下水位动态观测、爆破震动观测等。技术管理部门及时整理边坡观测资料，对存在不稳定因素的最终边坡长期监测，发现问题及时处理，以确保矿区生产期的边坡安全。

（11）应选派技术人员或有经验的工人专门负责边坡的管理工作，及时消除事故隐患。尤其在暴雨季节应加强对边坡、采场的检查，发现边坡有塌方、滑坡等危险征兆时，有权制止采剥作业，撤出人员和设备，并向负责人报告。

（12）在实际开采过程中，应控制边坡倾角，防止雨季或大暴雨时对边坡的冲刷和渗透，影响岩层面的结构合力，从而造成崩塌和滑坡现象；不得在顺向坡矿体底板切坡，保持底板的完整性，局部不得不切坡处，应视其需要采取适当的加固处理（如挡墙）；对软弱边坡、坚硬岩层边坡上的破碎、

岩块松动错开部位，应进行水泥护面、洞隙灌浆予以加固，必要时应削坡；开采至终了边坡 20～30m 时，爆破应采用预裂爆破，以保证边坡的完整，减少人为破坏。

（13）在生产的中后期，由于台阶大量靠帮，所形成的采场固定帮高度较大，暴露的时间也较长，易发生单台阶或 1～2 个台阶局部滑坡，矿山应及时对边坡稳定性进行专项研究，以确保矿山能长期安全生产；

（14）作好采场的防洪工作，保障台阶边坡的排水畅通，修筑排水沟、砌筑管涵，及时疏通排水沟，避免水流直接冲刷边坡。

（15）在雨后、霜冻季节要加强对边坡的安全检查和隐患处理。

3.2.2.2 穿孔爆破子单元

（一）危险、有害因素辨识与分析

常见的爆破危害有爆破震动、爆破冲击波、爆破飞石、拒爆、早爆等危害，可能造成人体的伤害和财产的损失。

（1）爆破危害分析

1）拒爆危害

爆破作业中，由于各种原因造成起爆药包、炸药的部分或全部未爆的现象称为拒爆。爆破中产生拒爆不仅影响爆破效果，而且处理时有较大的危险性，如果未能及时预防发现或处理不当，将会造成人员伤亡。

炸药拒爆，在处理过程中有可能造成对人员和设备的伤害和损坏。

2）早爆危害

早爆危害是指在爆破作业中未按规定的时间提前引爆或在运输过程中引爆的现象。如果不能及时发现和预防早爆，将对人员和设备造成极大的危害，酿成重大安全事故。

3）爆破震动危害

炸药在岩体中爆炸后，在距爆源的一定范围内，岩体中产生水平和垂直

的振动波，即是爆破地震。如果装药量不按设计要求，一次炸药量较大，爆破震动比较强烈，对设备设施和岩体等会有所影响，可能在一定范围内造成人员伤亡、财产损失。

4）爆破冲击波危害

爆破时，爆炸产物高速向空气中膨胀，对周围空气造成强烈压缩形成压力很高的冲击波，可能危害附件的构筑物、设备设施和作业人员等。

5）飞石危害

飞石危害是指爆炸时将一些矿岩碎块弹射出去，如距离过近、防范不当，将会造成人员伤亡和设备设施损坏事故。

（2）引起放炮事故的主要因素有：

1）使用不合格的炸药或受潮变质的炸药，易造成早爆或拒爆事故；

2）因矿山生产能力大，一次爆破炸药量较大，如果设计未对一次爆破最大起爆药量进行计算确定或实际生产时未严格按设计规定的起爆药量进行爆破，容易发生爆破振动或爆破冲击波造成的危害，影响采场边坡的稳定和对周边设施造成破坏；

3）设置的爆破避炮硐室的位置未进行爆破振动和爆破冲击波安全允许距离的计算依据，易发生爆破伤害事故；

4）盲炮处理不当以及违章打残眼；

5）非爆破工作业或有证爆破工违反规程作业；

6）爆破后过早进入现场；

7）爆破作业时，警戒不严、信号不明、安全距离不够；

8）多点放炮时，未做到统一指挥，分次放炮。

（二）穿孔爆破预先危险性分析（PHA）

表 3.2-16 穿孔爆破预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
火药爆炸及爆破伤害	操作不当、引发爆炸	爆破设计、审批不严格； 炮孔施工、验收不严格； 爆破组织松散，机械不到位； 爆破作业场所混乱； 炸药控制不严格； 爆破器材不合格； 爆破作业后检查不到位，没有彻底清理未爆炸的残余炸药，瞎炮处理不当； 装药、起爆工艺不合理或违章作业； 爆破器材运输过程中，遇到明火、高温、强烈振动或摩擦； 炸药、雷管混装、混运； 人员没有撤到安全地点就起爆； 未圈定爆破警戒或警戒不到位； 使用不合格的爆破器材； 运输炸药过程中出现意外情况。	放炮事故	致残或死亡	III	严格执行爆破设计、审批制度，按设计严格炮孔施工、验收，严格爆破组织及爆破安全管理； 严格执行爆破器材检验制度； 规范爆破作业场所，加强现场爆破器材安全管理； 严格执行《爆破安全规程》； 爆破作业人员要 100%持证上岗。
机械伤害	凿岩工作不规范	不按规程操作； 凿岩机砸、夹、挤伤人，断钎伤人，钻架倾倒，风、水管摆动或飞出伤人。	机械伤人	人员受伤	II	严格按照操作规程使用凿岩机； 防范断钎伤人。

通过预先危险性分析，III级或III级以上是危险的，会造成人员伤亡和系统损坏，由上表分析可知，放炮事故是主要的危险、有害因素，其次是机械伤害。针对本项目有多处作业面的情况，生产中应积极采取措施加以预防和控制。

（三）穿孔爆破安全检查表

根据《爆破安全规程》（GB6722-2014）及《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第二批）的通知》（安监总管一〔2015〕13 号）对本项目穿孔爆破进行安全检查。详见表 3.2-17。

表 3.2-17 穿孔爆破安全检查表

序号	检查内容	检查依据	检查情况	检查结论
1	露天爆破作业时，应建立避炮掩体，避炮掩体应设在冲击波危险范围之外，结构应坚固紧密；掩体位置和方向应能防止飞石和有害气体的危害；通达避炮掩体的道路不应有任何障碍。	《爆破安全规程》（GB6722-2014）第 7.1.1 条	可研设计设置钢制避炮棚。	符合要求
2	爆破地点与人员和其他保护对象之间的安全允许距离，应按各种爆破有害效应(地震波、冲击波、个别飞散物等)分别核定，并取最大值。	《爆破安全规程》GB6722-2014）第 13.1.1 条	爆破安全距离下坡方向为 300m，其它方向为 250m。	符合要求
3	扩壶爆破（金属非金属露天矿山自发布之日起立即禁止使用）；	国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第二批）的通知安监总管一〔2015〕13 号	设计采用深孔微差爆破方法。	符合要求
4	掏底崩落、掏挖开采、不分层的“一面墙”开采（金属非金属露天矿山自发布之日起立即禁止使用）；		设计采用分台阶开采，台阶高度 12m。	符合要求
5	使用爆破方式对大块矿岩进行二次破碎（金属非金属露天矿山自发布之日起立即禁止使用）；		二次破碎采用液压挖掘机配备破碎锤。	符合要求
6	无稳压装置的中深孔凿岩设备（金属非金属露天矿山自发布之日起一年后禁止使用）；		采用潜孔钻机。	符合要求
7	集中铲装作业时人工装卸矿岩（金属非金属露天矿山自发布之日起立即禁止使用，地下矿山自发布之日起一年半后禁止使用）；		液压挖掘机和轮式装载机进行铲装作业。	符合要求
8	未安装捕尘装置的干式凿岩作业（金属非金属地下矿山自发布之日起立即禁止使用，露天矿山自发布之日起半年后禁止使用）；		采用潜孔钻进行穿孔作业。	符合要求
9	主要无轨运输巷道及露天采场采用人力或畜力运输矿岩（金属非金属地下矿山及露天矿山自发布之日起一年后禁止使用）；		采用汽车运输矿岩到破碎站。	符合要求

（四）爆破振动效应评价

爆破过程中，由于炸药的多余能量不可避免会转换变为振动波，从爆源以波的形式向外层工作介质传播，最后传播到对象表面，从而产生负面效应的爆破振动。在爆破区域的特定范围中，当爆破振动超过一定限度时，会对周围建（构）筑物与工程设施等造成破坏。因此，在实际工程中，应通过采

取多种综合措施来控制爆破效应，减少一次爆破的振动规模及危害，选择最佳爆破工作参数来保障建（构）筑物和运行设备的安全。

（1）爆破振动安全允许距离

依据《爆破安全规程》（GB 6722-2014）和工程类比等手段，综合确定爆破振动速度安全允许值，提出了爆破最大同段药量和安全距离的限值。

爆破振动安全允许距离，按如下公式进行计算：

$$R = (\frac{K}{V})^{\frac{1}{\alpha}} Q^{\frac{1}{3}}$$

式中：*R*—爆破振动安全允许距离，m；

Q—炸药量，齐发爆破为总药量，延时爆破为最大单段药量，按最大一段装药量取 132kg（逐孔爆破）；

V—保护对象所在地安全允许质点振速，cm/s，工业和商业建筑物在振动频率为 10～50Hz 之间的安全允许振动速取 3.5-4.5cm/s，设计取 4cm/s；

K，α—与爆破点至保护对象间的地形、地质条件有关的系数和衰减指数，按中硬岩石计 K 取 150；α取 1.5。

经计算，在 R=32.75m 的范围外，爆破地震波对建筑物不会造成影响。

距采场最近的建构筑物为 1#排土场、2#排土场、1#临时堆场、2#临时堆场、施工方驻地、选矿工业场地、副井工业场地、西风井井口及设施、东风井井口及设施、斜坡道硐口。其余建构筑物距采场超过 500m。

3.2-18　不同距离安全允许最大同段起爆药量及炮孔数

距离/m	100	150	200	250	300	350	400	450
同时(同段)最大起爆药量/kg	711	2400	5689	11111	19200	30489	45511	64800
同时最大起爆炮孔/个	6	18	43	84	145	231	344	490

表 3.2-19 采场周边建构筑物最小距离时的单段装药量

序号	建构筑物名称	安全允许质点振速 cm/s	K	α	距采场最小距离m	允许最大段装药量kg	备注
1	1#排土场	4	150	1.5	113	1026	距II号、III露天境界

2	2#排土场	4	150	1.5	331	25788	距I号露天境界
3	1#临时堆场	4	150	1.5	170	3494	距III号露天境界
4	2#临时堆场	4	150	1.5	418	51936	距II号露天境界
5	施工方驻地	4	150	1.5	219	7469	距II号露天境界
6	选矿工业场地	4	150	1.5	168	3372	距II号露天境界
7	副井工业场地	4	150	1.5	160	2913	距I号露天境界
8	风井井口及设施	4	150	1.5	650	195289	距II号露天境界
9	东风井井口及设施	4	150	1.5	226	8208	距I号露天境界
10	斜坡道硐口	4	150	1.5	462	70123	距II号露天境界

注：根据排产生产第 5 年Ⅰ号露天境界和地下工程开始基建，Ⅱ号露天境界开采到 364m 水平，因此计算地下基建工程中地表构筑物与Ⅱ号露天境界水平距离为 364m 水平坡顶线的距离到构筑物距离，与Ⅰ号露天境界水平距离为最终境界线到构筑物距离。

（2）爆破空气冲击波安全允许距离

空气冲击波对地面建筑物的安全距离计算公式：

$\Delta p=K（Q^{1/3}/R）^{\alpha}$

式中：△P—空气冲击波超压值，10^5Pa，不设防的非作业人员空气冲击波超压安全允许值为 0.02×10^5Pa，掩体中的作业人员冲击波超压安全允许值为 0.1×10^5Pa；

Q—最大单孔炸药量，132kg；

R—爆源至保护对象的距离，m；

K、α—经验系数和指数。一般阶段爆破 K=1.48，α=1.55；

经计算，不设防的非作业人员空气冲击波安全距离为 82m，掩体中作业人员空气冲击波安全距离 29m。

（3）个别飞散物安全允许距离

$$R_f=20n^2WK_f$$

式中：R_f—碎石飞散对人员的安全距离，m；

n—爆破作用指数，1；

W—最小抵抗线，8m；

K_f—安全系数，1.5。

R_f=20×1×1×8×1.5=240m，设计选取 250m。

设计依据《爆破安全规程》(GB6722-2014)，并结合采场爆破方法的特点，确定警戒范围：下坡方向为 300m，其它方向为 250m。

土屋铜矿前期开采为凹陷露天坑，每次爆破时根据设计要求的距离派出警戒人员，爆破开始前所有人员必须及时撤离到安全警戒线以外。根据最终开采范围圈定爆破警戒圈所有建构筑物均布置在露天采场爆破安全距离以外。由于实际爆破点的位置是不断变化的，所以每次爆破的警戒范围应该按照爆破点的实际位置和最小抵抗线的方向，根据设计要求的距离派出警戒人员，爆破开始前所有人员必须及时撤离到安全警戒线以外。

（五）单元小结

设计采用深孔爆破，总体符合《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第二批）的通知》（安监总管一〔2015〕13 号）、《爆破安全规程》（GB6722-2014）的相关要求。

本单元应注意以下问题：

（1）在靠近最终帮时，采用小孔径的炮孔，降低炮孔装药量，采取逐孔起爆技术，将最大同段药量降到最低。

（2）每次爆破作业严格按照要求设置爆破警戒范围，无关人员及设备撤出至安全地点，并在主要通道口设置岗警戒禁止无关人员进入，并严格控制单段最大装药量，确保爆破作业安全。

（3）矿岩爆破作业后应先清除边坡上的孤石、浮石，待清除完成后方可进入采场进行下一步作业。

3.2.2.3 铲装子单元

（一）危险、有害因素辨识与分析

本项目采用液压挖掘机作为矿岩的主要装载设备。铲装作业存在的主要危险、有害因素有：

（1）铲装作业时岩石、矿块掉落有可能发生物体打击伤害；

（2）铲装作业使用的机械设备可能对人员造成机械伤害事故；

（3）铲装作业临边作业或运输过程中，可能发生高处坠落事故；

（二）铲装预先危险性分析（PHA）

表 3.2-20 铲装预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
物体打击	人员在铲运设备旁停留；人员进入危险区	铲装作业时铲斗下方有人，矿岩掉落； 边坡上浮石未清理干净； 未佩戴劳保用品或佩戴劳保用品不规范； 滚石伤人。	物体掉落	人员伤亡 设备损坏	II	铲装作业时铲斗下方禁止有人，严格控制满斗率； 禁止在边坡下坐卧、停留； 加强安全教育，按照规程操作； 坚持工作前对工作面的安全处理，加强个人防护措施，注意滚石伤人。
机械伤害	操作失误	设备质量不合格或缺乏检修维护； 规程缺乏或未执行规程； 操作失误。	机械伤害	人员伤亡	II	加强设备检修维护； 制定各种安全操作规程，并严格执行。

（三）铲装安全检查表

根据《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）对本项目铲装作业进行安全检查。详见表 3.2-21。

表 3.2-21 铲装安全检查表

序号	检查内容	检查依据	可研情况	检查结论
1	自卸汽车装载应遵守如下规定： —停在铲装设备回转范围 0.5m 以外； —驾驶员不离开驾驶室，不将身体任何部位伸出驾驶室外； —不在装载时检查、维护车辆。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 5.4.2.2 条	可研未明确。	下一阶段设计中需完善
2	铲装设备工作应遵守下列规定： —悬臂和铲斗及工作面附近不应有人员停留； —铲斗不应从车辆驾驶室上方通过； —人员不应在司机室踏板上或有落石危险的地方停留； —不应调整电铲起重臂。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 5.2.3.4 条	可研未明确。	下一阶段设计中需完善
3	多台铲装设备在同一平台上作业时，铲装设备间距应符合下列规定： —汽车运输：不小于设备最大工作半径的 3 倍，且不小于 50m； —铁路运输：不小于 2 列车的长度。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 5.2.3.5 条	剥离沿矿体走向布置工作面，垂直矿体走向推进，上、下台阶同时作业时，上部台阶的铲装设备应超前下部台阶铲装设备，且超前距离不小于 50m。	符合要求
4	上、下台阶同时作业时，上部台阶的铲装设备应超前下部台阶铲装设备；超前距离不小于铲装设备最大工作半径的 3 倍，且不小于 50m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 5.2.3.6 条	剥离沿矿体走向布置工作面，垂直矿体走向推进，上、下台阶同时作业时，上部台阶的铲装设备应超前下部台阶铲装设备，且超前距离不小于 50m。	符合要求
5	铲装时铲斗不应压、碰运输设备；铲斗卸载时，铲斗下沿与运输设备上沿高差不大于 0.5m；不应用铲斗处理车箱粘结物。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 5.2.3.7 条	可研未明确。	下一阶段设计中需完善

序号	检查内容	检查依据	可研情况	检查结论
6	发现悬浮岩块或崩塌征兆时，应立即停止铲装作业，并将设备转移至安全地带。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第5.2.3.8条	可研未明确。	下一阶段设计中需完善
7	铲装设备行走应遵守下列规定： —应在作业平台的稳定范围内行走； —上、下坡时铲斗应下放并与地面保持适当距离。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第5.2.3.10条	可研未明确。	下一阶段设计中需完善

（四）单元小结

可研中对铲装运输方式进行了简单设计，需在下阶段的设计中完善相关设计和描述。

本单元应注意以下问题：

（1）下一阶段设计应明确自卸汽车装载应遵守如下规定：

—停在铲装设备回转范围0.5m以外；

—驾驶员不离开驾驶室，不将身体任何部位伸出驾驶室外；

—不在装载时检查、维护车辆。

（2）下一阶段设计应明确铲装设备工作应遵守下列规定：

—悬臂和铲斗及工作面附近不应有人员停留；

—铲斗不应从车辆驾驶室上方通过；

—人员不应在司机室踏板上或有落石危险的地方停留；

—不应调整电铲起重臂。

（3）下一阶段设计需完善：铲装时铲斗不应压、碰运输设备；铲斗卸载时，铲斗下沿与运输设备上沿高差不大于0.5m；不应用铲斗处理车箱粘结物。

（4）下一阶段设计需完善：发现悬浮岩块或崩塌征兆时，应立即停止铲装作业，并将设备转移至安全地带。

（5）下一阶段设计需补充铲装设备行走应遵守下列规定：

—应在作业平台的稳定范围内行走；

—上、下坡时铲斗应下放并与地面保持适当距离。

3.2.3 防排水单元

3.2.3.1 危险、有害因素辨识与分析

根据可研，土屋铜矿为凹陷露天开采，需采用抽水设备进行机械排水。

本单元存在的主要危险、有害因素有：

1）大量雨水冲刷边坡坡面有可能引发滚石、滑坡、泥石流等地质灾害。

2）地下水和大气降雨大量涌入露天采场，露天采场内如果排水设施不完备或措施不当、遇突然涌水或暴雨未停止作业，可能导致采场内积水过多，淹没设备和人员，造成人员伤亡和财产损失。

3）采场等积水可能发生淹溺事故。

3.2.3.2 预先危险性分析（PHA）

表 3.2-22　　防排水子单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
机械伤害	水泵外露传动部位未采取有效的防护措施：如防护罩等；设备自身缺陷，安装、维护、使用不当；违章作业和操作失误；照明度不够或对设备的危险部位未设置警示标志。	人员伤亡设备损坏	III	采取合理的防护措施；保持设备自身状态良好；正确安装、维护和使用；严禁违章作业；应尽量避免操作失误；应有足够的照明度；对设备的危险部位设置警示标志。
淹溺	雨季突遇暴雨。凹陷露天采场无机械排水设施或其他自流排水设施失效，集水坑积水严重。	人员伤亡	III	在凹陷露天矿坑底部设置机械排水设施或采用其他可靠的排水方式，并定期检查排水设施设备
滚石滑坡泥石流	雨季突遇暴雨，雨水冲刷坡面有可能引发滚石、滑坡、泥石流等地质灾害。	人员伤亡、设备损坏	II	在采场顶部、工作台阶道路内侧开挖截、排水沟； 在雨季来临之前和雨季过后，对采场边坡进行安全检查，发现孤石、浮土、浮石等及时清理。

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
水灾、透水	突遇暴雨、涌水。	人员伤亡、设备损坏	II	在采场顶部、工作台阶道路里侧开挖截、排水沟； 对防排水设施定期维护； 施工过程中提前进行探放水。

3.2.3.3 安全检查表法

表 3.2-23 防排水子单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
1	露天矿山应建立水文地质资料档案；有洪水或地下水威胁的应设置防、排水机构；水文地质条件复杂或有洪水淹没危险的应配备专职水文地质人员。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.7.1.1 条	可研未明确。	下一阶段设计中需完善
2	露天采场的总出入沟口、平硐口、排水口和工业场区应不受洪水威胁。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.7.1.2 条	露天采场的总出入沟口、平硐口、排水口和工业场区不受洪水威胁。	符合要求
3	露天矿山应采取下列措施保证采场安全： —在采场边坡台阶设置排水沟； —地下水影响露天采场的安全生产时，应采取疏干等防治措施。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.7.1.3 条	设计在II号露天采场封闭圈以上设置截水沟，涌水量估算分为封闭圈以上和以下两个部分，I号和III号露天采场地势平坦未划定封闭圈，境界外设置截水沟。	符合要求
4	露天矿山应按照下列要求建立防排水系统： —受洪水威胁的露天采场应设置地面防洪工程； —不具备自然外排条件的山坡露天矿，境界外应设截水沟排水； —凹陷露天坑应设机械排水或自流排水设施； —遇设计防洪频率的暴雨时，最低台阶淹没时间不应超过 7 天，淹没前应撤出人员和重要设备。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.7.1.4 条	设计在II号露天采场封闭圈以上设置截水沟，涌水量估算分为封闭圈以上和以下两个部分，I号和III号露天采场地势平坦未划定封闭圈，境界外设置截水沟。 设凹陷开采设置水泵排水。 最低台阶淹没时间不超过 3 天。	符合要求
5	机械排水设施应符合下列规定： —应设工作水泵和备用水泵；工作水泵应能在 20h 内排出一昼夜正常涌水量，全部水泵应能在 20h 内排出一昼夜的设计最大排水量。 —应设工作排水管路和备用排水管路。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.7.1.5 条	根据可研，工作水泵和备用水泵能在 20h 内排出一昼夜正常涌水量，全部水泵 3 天内可以排出设计最大水量。工作管路和备用排水管路能完成排	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	工作排水管路应能配合工作水泵在 20h 内排出一昼夜正常涌水量；全部排水管路应能配合工作水泵和备用水泵在 20h 内排出一昼夜的设计最大排水量。任意一条排水管路检修时，其他排水管路应能完成正常排水任务。		水任务。	
7	有遭遇洪水危险的露天矿山应设置专用的防洪、排洪设施。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.1.1 条	矿山设置截洪沟拦截上部洪水，坑底设置潜水泵进行机械排水。	符合要求

3.2.3.4 露天采场防排水能力校核

Ⅰ号露天采场封闭圈标高 618m，坑底标高 402m，Ⅱ号露天采场封闭圈标高 628m，坑底标高 292m，Ⅲ号露天采场封闭圈标高 622m，坑底标高 598m。

1）Ⅰ号露天采场

Ⅰ号露天采场封闭圈标高 618m，坑底标高 402m，I号露天采场封闭圈以下正常降雨径流量 236m^3/d，最大径流量为 3191m^3/3d。采用 3 段接力排水方式，随着生产台阶的逐年下降在 555m、486m、和 402m 水平设排水泵站。

根据可研，558m、486m 平台固定泵站内配置水泵型号及数量相同，均设 2 台 BSQ35-100/2-30/N 型排沙潜水泵，Q=50m^3/h，H=100m，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作，402m 平台移动泵站设 2 台 BSQ40-130/2-37/N 型排沙潜水泵，Q=40m^3/h，H=130m，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作。

设 2 条排水管，正常涌水时 1 条工作，1 条备用，最大涌水时 2 条同时工作，排水管选用φ89×4mm 无缝钢管。

排沙潜水泵排水能力校核：

正常涌水时：236÷50 =4.72h＜20h

236÷40 =5.90h＜20h

最大涌水时：3191÷（50×2）=31.94＜3d

3191÷（40×2）=39.89＜3d

从计算结果可知，排水设施在设计的正常降雨和最大径流情况下，水泵排水能力均满足要求。

2）II 号露天采场

II 号露天采场封闭圈标高 628m，坑底标高 292m，封闭圈以下正常降雨径流量 540m^3/d，最大径流量为 7278m^3/3d。采用 3 段接力排水方式，随着生产台阶的逐年下降在 508m、388m、和 292m 水平设排水泵站。

根据可研，508m 平台固定泵站和 292m 平台移动泵站内配置水泵型号及数量相同，均设 2 台 BQS110-200/2-132/B 型排沙潜水泵，Q=110m^3/h，H=200m，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作。388m 平台固定泵站设 2 台 BQS110-160/2-132/N 型排沙潜水泵，Q=110m^3/h， H=160m，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作。

设 2 条排水管，正常涌水时 1 条工作，1 条备用，最大涌水时 2 条同时工作，排水管选用 φ159×6mm 无缝钢管。

排沙潜水泵排水能力校核：

正常涌水时：540÷110 =4.91h＜20h

最大涌水时：7278÷（110×2）=33.08＜3d

从计算结果可知，排水设施在设计的正常降雨和最大径流情况下，水泵排水能力均满足要求。

3）III号露天采场

III号露天采场封闭圈标高 622m，坑底标高 598m，封闭圈以下正常降雨径流量 18m^3/d，最大径流量为 250m^3/3d。

在 634m 封闭圈平台上设排水沟，634m 平台截水沟和 II 号露天境界 628m 排水沟相接，将 634m 封闭圈以上边坡地表径流和地下涌水汇集后自流排入 II 号露天境界 628m 排水沟，在 598m 水平设排水沟和固定排水泵站，将大气降水和地下涌水由移动泵站和固定泵站接力扬送至 634m 封闭圈标高平台，之后排入 II 号露天境界 628m 排水沟。

598m 水平移动泵站设 2 台 BSQ12-50-5.5/N 型排沙潜水泵，Q=12m³/h，H=50m，正常涌水 1 台工作、1 台备用，最大涌水 2 台工作。

设 2 条排水管，正常涌水时 1 条工作，1 条备用，最大涌水时 2 条同时工作，排水管选用 φ57×4mm 无缝钢管。

排沙潜水泵排水能力校核：

正常涌水时：18÷12 =1.5h＜20h

最大涌水时：250÷12=20.83＜3d

从计算结果可知，排水设施在设计的正常降雨和最大径流情况下，水泵排水能力均满足要求。

3.2.3.5 单元评价小结

（1）本单元存在的危险有害因素有：机械伤害、触电和淹溺。

（2）下一阶段设计中应完善的问题有：

1）本项目属于大型露天矿山，应建立水文地质资料档案。

2）下一阶段设计中需对采场边坡台阶排水沟进行详细设计，并对各排水沟的防排水能力进行核算。

3）下一阶段设计中，应明确封闭圈截排水沟参数，并进行防排水能力校核。

4）下一阶段设计中需对防洪标准进行明确。

3.2.4 矿山供配电设施单元

3.2.4.1 危险、有害因素辨识与分析

本单元存在的主要危险、有害因素有：

（1）电气设备或电线等选材不良或电气设备、超负荷运行而导致绝缘老化，顺着各用电设备金属支架绑扎电线而胶皮裸露，埋地敷设的电缆未完全覆土而裸露，加上接地保护、漏电保安装置失灵或失效时，人员触及带电部分，就地受到电击或电伤。

（2）防雷设施维护保养不好，防雷接地保护失效，在雷雨天气里，建筑物设备和人员，有可能遭受雷击的危害。

（3）电工操作时未穿戴必需的劳动防护用品，如穿着拖鞋或靸着皮鞋到矿山上班等等，增加了触电事故发生的可能性。

（4）雨天暴露在水中的供电线路和设备，未按潮湿、水气较大场所的要求装设漏电保护断路器，当供电线路和设备漏电时极可能发生人身触电。

（5）若职工在生活区内违章用电，可能发生触电伤害。

（6）架空线路因矿区边坡变形和蠕动而造成线路杆移位、架空线低垂，导致线路断线、短路等故障。

（7）电气设备检修时，未按照电气作业规程操作，如雷雨天检修电气设备发生触电事故；检修未切断电源，带电刀开关裸露部分未设保护罩，未挂检修警示牌，无专人监护等，都可能造成人员发生触电事故。

（8）本项目涉及到大量的高、低压电气设备，因设备故障、人为因素等可能发生触电、火灾、机械伤害事故。

3.2.4.2 预先危险性分析（PHA）

表 3.2-24 矿山供配电设施单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
机械伤害	违章作业	1. 操作不熟练； 2. 操作地点不安全； 3. 作业前安全检查、处理不到位； 4. 防护装置（罩）不全。	机械伤害	人员伤害	II	1. 严格执行操作规程； 2. 加强个人防护措施； 3. 完善配备机械安全防护装置。
触电	违章作业；保护设施不到位。	1. 电器设计、选型不合理、安装存在缺陷或运行时短路、漏电等导致过热及雷电放电产生的电弧、静电火花而引起电器火花； 2. 工作面潮湿； 3. 使用电气设备绝缘老化；	短路、引发漏电、触电	人员伤亡、设备损坏	II	1. 严格执行操作规程； 2. 加强个人防护措施； 3. 合理设计、选择电气设备，严格按照施工图和规范进行设备安装、调试； 4. 电气设备采用保护接地； 5. 变压器周围设围栏，配电室铺设供工作人员检查的绝缘地毯；

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
		4. 电气设备缺少漏电保护等防护装置； 5. 不执行停送电制度； 6. 缺乏安全警示标志； 7. 作业无人监护； 8. 不使用安全电压； 9. 安全装置失效； 10. 个人防护措施不全； 11. 其他违章操作。				6. 配电室配备绝缘靴、绝缘手套、绝缘杆等绝缘设备，门窗加防护网； 7. 高压设备附近悬挂防止触电的警告牌； 8. 在断电的线路上作业时，该线路的电源开关把手必须悬挂警示牌，只有执行这项工作的人员才有权取下； 9. 电气设备可能被人所触及的裸露带电部分，设置警戒标志； 10. 定期检查电气线路及设备； 11. 电气工作人员 100%持证上岗。
雷击	保护设施不到位。	1.主要建构筑物无防雷击设施； 2.电气设备、线路，未设有可靠的防雷、接地装置； 3.未定期进行全面检查和监测导致防雷设施失效； 4.违章作业，未穿戴劳动防护用品。	电击、电伤	人员伤亡	II	在变配电室、高大建筑附近安装避雷针或避雷器，定期检查、监测。
火灾	绝缘、保护装置失效	1. 电弧、电火花、杂散电流； 2. 保险丝（片）选用不当； 3. 开关及配电箱内油料着火； 4. 机械作用（包括摩擦、震动冲击等）所引起； 5. 绝缘、保护装置未检查，未维护； 6. 装置失效； 7. 未设置消防灭火设施；	明火、短路引发火灾	人员伤亡、设备设施损坏	II	1. 严格执行操作规程； 2. 树立先安全后生产的观念，坚持工作前对工作面的安全处理； 3. 加强个人防护措施； 4. 加强安全管理； 5. 电气设备采用保护接地； 6. 电网设施漏电、触电、过电流保护装置； 7. 配电室、发电机房、电气设备工作室配置消防灭火设施； 8. 加强电气设备及其线路

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
		8. 其他违章操作。				的检查、维护。
中毒窒息	电气设备事故	1. 设备质量不合格； 2. 电气设备未检查、未维护，缺乏检修，造成设备故障；	中毒窒息	设备设施损坏、人员伤亡	II	1.必须选用具有国家安全认证标志的电气设备； 2.加强电气设备及其线路的检查、维护。

3.2.4.3 矿山供配电安全检查表

根据《矿山电力设计标准》（50070-2020）对该项目供配电系统进行检查分析，见表 3.2-25。

表 3.2-25 矿山供配电安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
1	矿山电力负荷应划分为一级负荷、二级负荷和三级负荷，负荷划分应符合下列规定： 1 下列情况应划分为一级负荷： 1）井下有淹没危险环境矿井的主排水泵及下山开采的采区排水泵； 2）井下有爆炸或对人体健康有严重损害的危险环境矿井的主通风机； 3）矿井经常升降人员的立井提升机； 4）有淹没危险环境露天矿采矿场的排水泵或用井巷排水的排水泵； 5）根据国家现行有关标准规定应视为一级负荷的其他设备。 2 下列情况应划分为二级负荷： 1）大型矿山中除一级负荷外与矿物开采、运输、提升、加工及外运直接有关的单台设备或互相关联的成组设备； 2）没有携带式照明灯具的井下固定照明设备，或地面一级负荷、大型矿山二级负荷工作场所用于确保正常活动继续进行的应急照明设备； 3）矿井通信和安全监控装置的电源设备； 4）大型露天矿的疏干排水泵； 5）铁路车站的信号电源设备； 6）根据国家现行有关标准规定应视为二级负荷的其他设备。 3 不属于一级负荷和二级负荷的电力设备应划分为三级负荷。	《矿山电力设计标准》 GB50070-2020 第 3.0.1 条	露天采场排水泵及其控制系统用电等为一级负荷。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
2	矿山供电电源和电源线路应符合下列规定： 1 有一级负荷的矿山应由双重电源供电；当一电源中断供电，另一电源不应同时受到损坏，且电源容量应至少保证矿山全部一级负荷电力需求，并宜满足矿山二级负荷电力需求。 2 大、中型矿山宜由两回电源线路供电；两回电源线路中的任一回中断供电时，另一回电源线路应保证供给全部一、二级负荷电力需求。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 3.0.3 条	露采期间本工程一级负荷为露天采场排水泵及其控制系统用电，为满足一级负荷供电需求，在 2#露天坑 508m、388m、292m 排水泵站旁分别设置一台 400kW0.4kV 预制舱式柴油发电机组，在 1#露天坑 483m 排水泵站旁设置一台 250kW0.4kV 预制舱式柴油发电机组，在 3#露天坑 598m 排水泵站旁设置一台 50kW0.4kV 预制舱式柴油发电机组，作为各平台一级负荷排水泵的备供电源。	符合要求
3	矿山地面主变电所的主变压器台数确定，应符合下列规定： 大、中型矿山工程宜采用 2 台及以上；矿山一级负荷的两个电源均需经主变压器变压时，应采用 2 台及以上；	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 3.0.7 条	露采期间，用电电源拟引自已有选厂 35kV 变配电站，电源采用双回路架空线路引自国家电网 110kV 区域变电站；站内安装 1 台 SZF9-12500/35kV,35/10kV ，12500kVA，Y，d11 型有载调压电力主变压器，1 台 SZF15-12500/35kV,35/10kV，12500kVA，Y，d11 型有载调压电力主变压器 35kV 及 10kV 侧配电设备户内配置。	符合要求
4	矿山地面主变电所的主变压器为 2 台及以上时，其中 1 台停止运行，其余变压器容量应能保证一级负荷和二级负荷的供电。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 3.0.8 条	站内安装 1 台 SZF9-12500/35kV,35/10kV ，12500kVA，Y，d11 型有载调压电力主变压器，1 台 SZF15-12500/35kV,35/10kV，12500kVA，Y，d11 型有载调压电力主变压器。	符合要求
4	主变电所设置应符合下列规定： ——设置在爆破警戒线以外； ——距离准轨铁路不小于 40m； ——远离污秽及火灾、爆炸危险环境和噪声、震动环境； ——避开断层、滑坡、沉陷区等不良地质地带以及受雪崩影响地带； ——地面标高应高于当地最高洪水位 0.5m 以上。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 5.6.1.1	主变电所设置位置符合上述要求。	符合要求
5	采矿场采用双回路供电时，每回路供电能力应均能供全负荷；采用三回路供电时，每个回路的供电能力不应小于全部负荷的 50%。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 5.6.1.4	沿 1#露天坑、2#露天坑架设环形供电线路，电源采用分别采用双回架空线路引自选矿厂 35kV 总降变配电站不同母线段。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
6	主接地极的设置应符合下列规定： 1.采矿场的主接地极不应少于 2 组，排废场主接地极可设 1 组； 2.主接地极宜设在供电线路附近或其它土壤电阻率低的地方； 3.有 2 组及以上主接地极时，当任一组主接地极断开后，在架空接地线上任一点所测得的对地电阻值不应大于 4Ω，移动式设备与架空接地线之间的接地线电阻值，不应大于 1Ω。	《矿山电力设计标准》 GB50070-2020 第 5.0.14 条	露采期间在露天采场设 4 组主接地极；当任一组主接地极断开后，在架空接地线上任一点所测得的对地电阻值不应大于 4Ω，移动式设备与架空接地线之间的接地线电阻值不应大于 1Ω。	符合要求
7	夜间工作的采矿场和排废场，在下列地点应设置照明： 1.凿岩机、移动式或固定式空气压缩机和水泵的工作地点； 2.斜坡卷扬机道、人行梯和人行道； 3 汽车运输的装卸车处、人工装卸车地点的排废场、卸车线； 4 调车站、会让站。	《矿山电力设计标准》 GB50070-2020 第 5.0.20 条	可研未明确露天开采期间照明设施设置要求。	下一阶段设计中应明确
8	供配电系统中性点接地应符合下列规定： ——向露天采场、排土场供电的 6kV～35kV 系统，不得采用中性点直接接地方式； ——当 6kV～35kV 系统中性点采用不接地、经消弧线圈接地或高电阻接地时，单相接地故障点的电流不应大于 10A； ——当 6kV～35kV 系统中性点经低电阻接地时，单相接地故障点的电流不大于 200A； ——低压配电系统为 IT 系统时应装设绝缘监视装置。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 5.6.1.5	可研未明确中性点接地方式。	下阶段设计中完善
9	露天采场、排土场的架空供电线路上设置开关设备时，应符合下列规定： ——环形或半环形线路的出口和联络处设置分段开关； ——横跨线或纵架线与环形线、半环形线或其他地面固定干线连接处设置开关； ——高压电气设备或移动式变电站与横跨线或纵架线连接处设置开关； ——移动式高压电力设备的供电线路设置具有单相接地保护的开关设备。	《金属非金属矿山安全规程》 GB16423-2020 5.6.1.6	开关设备符合上述要求。	符合要求

3.2.4.4 单元小结

可研对供配电方案及防雷设施作了设计描述，总体符合《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）、《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）、《建筑物防雷设计规范》（GB50057-2010）等标准规范的要求。

下一阶段设计中需完善的问题有：

（1）下一步设计阶段应明确露天开采期间夜间照明设施设置情况。

（2）建议下一设计阶段对采场主接地极和采矿场的架空供电线路防雷接地的设置进行设计说明。

3.3 地下开采部分

3.3.1 开拓单元

3.3.1.1 危险、有害因素辨识与分析

开拓系统主要存在的危险、有害因素有：

（1）井巷工程施工过程中，凿岩、爆破后由于振动，顶板和帮壁会产生危石，如果岩层破碎、断层裂隙发育、支护不及时可能产生顶板冒落或片帮，未事先处理顶板和两帮的浮石，均可造成人员伤亡。

（2）井巷工程施工过程中若与含水层贯通可能引发透水事故。

（3）若一次爆破药量较大，爆破冲击波、爆破飞石对人员、井巷、设备产生危害；处理盲炮、残炮方法不当，造成放炮事故。

（4）井巷工程施工过程中采取安全防护措施不当，可能导致高处坠落事故。

（5）顶板及两帮的浮石未及时处理或处理不干净，浮石坠落；施工过程中物料、设备、工具等坠落物均可能产生物体打击。

（6）井巷工程施工和使用过程中通风措施不当、安全管理不善，容易发生炮烟中毒窒息事故，造成人员伤亡。

3.3.1.2 预先危险性分析

表 3.3-1　开拓系统预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
冒顶片帮井巷坍塌	掘进顺序、凿岩爆破等操作不当；施工过程中未按设计进行；围岩松软不稳固的掘进工作面没有及时采取支护措施、支护质量不合格；未及时处理浮石或处理浮石操作不当；井巷工程维护不当。	人员伤亡设备损坏	Ⅳ	掘进顺序、凿岩爆破、井巷支护等应按设计、规定等进行；施工过程中应进行安全防护、及时对井筒进行砌护；并保证支护质量；事先处理顶板和两帮的浮石；处理浮石应正确操作。
透水	遇含水层时未采取超前探水措施与含水层贯通；地表防洪工程不合格，井下排水设施不健全；应急系统不完善。	人员伤亡设备损坏	Ⅲ	井巷掘进时，采取超前探水措施，尽量避开地质构造带；合理设计防排水设施；建立预警机制并有效实施。
放炮	一次爆破药量较大，爆破冲击波、爆破飞石对人员、井巷、设备产生危害；处理盲炮、残炮方法不当。	人员伤亡设备损坏	Ⅳ	合理设计爆破作业；控制装药数量；爆破时及时发出警戒信号；爆破前留出足够的时间，使人员及时躲避，人员和设备应在安全距离之外；正确处理盲炮、残炮。
炸药爆炸	未按要求储存起爆器材；未配备防灭火设施。	人员伤亡设备损坏	Ⅳ	合理选择发放站位置；根据爆破器材性质按要求分类储存；严禁存在吸烟等外界火源；配备必要的灭火器材。
中毒窒息	独头掘进时未采取有效的通风措施。	人员伤亡	Ⅳ	井巷施工过程中应设置足够的通风设施。
高处坠落	人员从井口坠落；高处作业时坠落。	人员伤亡	Ⅲ	井口采取适当的防护措施，如设置防护栏和警示标志等；安全出口应按要求设置梯子间等；高处作业应采取安全防护措施，如设置安全平台、佩戴安全带等。
物体打击	井口或井筒内设施掉落；浮石未及时处理或处理不干净浮石坠落；施工过程中物料、设备、工具等坠落物等。	人员伤亡	Ⅲ	1.采用普通法掘进天井时，必须架设牢固可靠的工作台和支护棚，支护棚距离工作面的距离不得大于 6m，掘进高度超过 7m 时必须安装梯子间和渣子间。 2.天井贯通前 7m，测量人员必须给出准确的贯通位置，并在上部巷道设置安全警示标志和围栏。

3.3.1.3 安全检查表

本节安全检查表内的检查项依据《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）进行编制。

表 3.3-2　开拓系统安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
安全出口				
1	每个矿井至少应有两个相互独立、间距不小于 30m、直达地面的安全出口；矿体一翼走向长度超过 1000m 时，此翼应有安全出口。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.1.1 条	可研未明确副井、回风井安装梯子间，未明确作为安全出口的井筒。	下一设计阶段需完善
2	每个生产水平或中段至少应有两个便于行人的安全出口，并应同通往地面的安全出口相通。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.1.1 条	可研未明确各生产水平或中段的安全出口设置。	下一设计阶段需完善
3	作为主要安全出口的罐笼提升井，应装备 2 套相互独立的提升系统，或装备 1 套提升系统并设置梯子间。当矿井的安全出口均为竖井时，至少有一条竖井中应装备梯子间。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.1.3 条	可研未明确副井、回风井安装梯子间，未明确作为安全出口的井筒。	下一设计阶段需完善
4	破碎站、装矿皮带道和粉矿回收水平的安全出口。	安监总局[2015]第 75 号	井下设置破碎站，可研未对破碎站的安全出口进行说明。	下一阶段设计中需完善
5	作为应急安全出口的竖井应设应急提升设施或者梯子间。深度超过 300m 的井筒设置梯子间时，应在井筒无马头门段设置与梯子间相通的休息硐室。休息硐室间距不大于 150m。硐室宽度不小于 1.5m，深度不小于 2.0m，高度不小于 2.1m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.1.4 条	可研未明确作为安全出口的竖井设置情况。	下一阶段设计中需完善
运输巷道				

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
1	行人的有轨运输巷道应设高度不小于1.9m的人行道，人行道宽度不小于0.8m；机车、车辆高度超过1.7m时，人行道宽度不小于1.0m。 调车场、人员乘车场、井底车场矿车摘挂钩处两侧应各设一条人行道，有效净高不小于1.9m，人行道宽度不小于1.0m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第6.2.5.1、6.2.5.2条	有轨运输巷道人行道未作说明。	下一阶段设计中需完善
2	行人的斜坡道应按下列要求设置人行道或躲避硐室：人行道的高度不小于1.9m，宽度不小于1.2m；躲避硐室的高度不小于1.9m，深度和宽度均不小于1.0m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第6.2.5.6条	可研报告中没有相关内容。	下阶段设计中需完善
3	行人的无轨运输巷道应按下列要求设置人行道：人行道的高度不小于1.9m，宽度不小于1.2m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第6.2.5.6条	可研报告中没有相关内容。	下阶段设计中需完善
4	行人的提升斜井应设人行道；提升容器运行通道与人行道之间未设坚固的隔离设施的，提升时不应有人员通行。 提升斜井的人行道应符合下列要求： 宽度不小于1.0m；高度不小于1.9m；斜井倾角为10°～15°时，设人行踏步；15°～35°时，设踏步及扶手；大于35°时，设梯子和扶手。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第6.2.5.3、6.2.5.4条	可研报告中没有相关内容。	下阶段设计中需完善
5	在水平巷道、斜井和斜坡道中，运输设备之间、运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙，应符合下列规定：有轨运输不小于0.3m；无轨运输不小于0.6m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第6.2.5.7条	带式输送机与其他设备突出部分之间的间隙没有说明。	下一阶段设计中需完善
6	废弃井巷和硐室的入口应及时封闭，封闭时应留有泄水条件。封闭墙上应标明编号、封闭时间、责任人、井巷原名称。封闭前入口处应设明显警示标志，禁止人	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第6.2.8.6条	可研明确报废的井巷和硐室的入口，必须及时封闭。封闭之前，入口处应设有明显标志，禁止人员入内。报废的	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	员进入。封闭墙在相应图纸上标出，并归档永久保存。报废井巷的地面入口周围应设高度不低于1.5m的栅栏。		平巷入口周围还应设有高度不低于1.5m的栅栏，并标明原来井巷的名称。	
支护				
1	在不稳固的岩层中掘进时应进行支护。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第6.2.7.2条	在不稳固的岩体中掘进井巷时，应根据具体情况采用合适的支护型式。 副井井筒段采用C25混凝土450mm厚支护。 胶带斜井巷道围岩中等稳固时，采用C25喷砼100mm或采用锚喷方式支护，巷道围岩不稳固时采用250mm厚混凝土支护。 破碎硐室采用500mm厚的钢筋混凝进行支护。 专用进风井采用300mm厚混凝土支护。 西回风井采用400mm厚混凝土支护。 东回风井采用300mm厚混凝土支护。 辅助斜坡道巷道围岩中等稳固时，采用C25喷砼100mm或采用锚喷方式支护，巷道围岩不稳固时采用250mm厚混凝土支护。 主斜坡道巷道围岩中等稳固时，采用C25喷砼100mm或采用锚喷方式支护，巷道围岩不稳固时采用250mm厚混凝土支护。	符合要求
防坠				
1	罐笼提升竖井与各水平的连接处	《金属非金属矿山	摇台、安全门与提升系	下一

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	应设置下列设施： 足够的照明及视频监视装置； 通往罐笼间的进出口设常闭安全门，安全门只应在人员或车辆通过时打开； 井口周围应设置高度不小于 1.5m 的防护栏杆或金属网； 候罐平台等应设梯子和高度不小于 1.2m 的防护栏杆； 铺设轨道时设置阻车器； 井筒两侧的马头门应有人行绕道连通。	安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.3.4 条	统实行联锁，安全门实行联锁，按顺序动作；各马头门装设安全门、摇台、阻车器；落实日常维护责任制；提升机房和中段车场，要安装足够的照明设施； 其他内容可研中无相关内容。	阶段设计中需完善
2	天井、溜井、漏斗口等存在人员坠落可能的地方，应设警示标志、照明设施、护栏、安全网或格筛。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.4.5 条	可研要求：天井和漏斗口等处，设置安全标志、照明、护栏或格筛、盖板。	符合要求
3	在竖井、天井、溜井和漏斗口上方，或在坠落基准面 2m 以上作业，有发生坠落危险的，应设安全网等防护设施，作业人员应佩戴安全带。作业时，不应抛掷物件，不应上下层同时作业，并应设专人监护。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.4.6 条	可研要求：在天井、溜井和漏斗口上方作业，以及在相对于坠落基准面 2m 及以上的其他地点作业，作业人员必须系安全带，或在作业点下方设防坠保护平台或安全网。作业时，应设专人监护。	符合要求
4	人行巷道的水沟盖板。	《金属非金属矿山建设项目安全设施目录（试行）》	可研报告中没有相关内容。	下一阶段设计中需完善
5	主溜井的安全检查通道。	《金属非金属矿山建设项目安全设施目录（试行）》	可研报告中没有相关内容。	下一阶段设计中需完善
井下爆破器材发放站				
1	在多水平开采的矿井，爆破器材库距工作面超过 2.5km 或井下不设爆破器材库时，允许在各水平	《爆破安全规程》GB6722-2014 第 14.2.3.5 条	设计井下设爆破器材发放站。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	设置发放站。			

3.3.1.4 评价小结

（1）经分析，开拓单元存在的危险有害因素主要有：冒顶片帮、井巷坍塌、透水、放炮、炸药爆炸、中毒窒息、高处坠落、物体打击。其中冒顶片帮、井巷坍塌、炸药爆炸、放炮、中毒窒息危害等级定为IV级，发生危害的后果均可能造成人员伤亡和井巷工程大面积损坏，应重点防范。

（2）可研报告设计的安全出口位置及数量符合规程要求。下阶段设计需补充完善如下内容：

1）下一步设计阶段应明确矿井、生产水平或中段、破碎站的安全出口设置情况，作为主要安全出口的罐笼提升井，应装备 2 套相互独立的提升系统，或装备 1 套提升系统并设置梯子间。

2）下一步设计阶段应明确作为安全出口的竖井设置情况，作为应急安全出口的竖井应设应急提升设施或者梯子间。

3）下一步设计阶段应对有轨运输巷道、斜坡道、无轨运输巷道、行人的斜井的人行通道进行详细设计。

4）行人的有轨运输巷道应设高度不小于 1.9m 的人行道，人行道宽度不小于 0.8m；机车、车辆高度超过 1.7m 时，人行道宽度不小于 1.0m。

调车场、人员乘车场、井底车场矿车摘挂钩处两侧应各设一条人行道，有效净高不小于 1.9m，人行道宽度不小于 1.0m。

5）行人的斜坡道应按下列要求设置人行道或躲避硐室：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m；躲避硐室的高度不小于 1.9m，深度和宽度均不小于 1.0m。

6）行人的无轨运输巷道应按下列要求设置人行道：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m。

7）行人的提升斜井应设人行道；提升容器运行通道与人行道之间未设坚固的隔离设施的，提升时不应有人员通行。

提升斜井的人行道应符合下列要求：

宽度不小于1.0m；高度不小于1.9m；斜井倾角为10°～15°时，设人行踏步；15°～35°时，设踏步及扶手；大于35°时，设梯子和扶手。

8）在水平巷道、斜井和斜坡道中，运输设备之间、运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙，应符合下列规定：有轨运输不小于0.3m；无轨运输不小于0.6m。

9）下一步设计阶段应对罐笼竖井提升的安全联锁设施进行详细设计。

10）人行巷道水沟应设置盖板。

11）主溜井应设置安全检查通道。

3.3.2 提升和运输单元

3.3.2.1 危险、有害因素辨识与分析

（1）竖井提升

在竖井提升过程中存在的主要危害为高处坠落，其表现形式主要是坠罐，坠罐的后果非常严重，因此应加以重视。

（2）设计坑内主要中段（105m为无轨运输中段）矿石和废石由电机车牵引矿车运输，在运输过程中有可能存在下述危险、有害因素：

1）巷道未按设计施工，掘进的井巷断面偏小或未按规定设置等候硐室等，电机车和矿车发生挤、撞等事故而伤人毁物。

2）轨道铺设质量差或损坏，电机车组发生掉道，毁物、伤人。

3）轨道铺设坡度大，电机车组速度过快，不能及时刹车，发生挤、撞等事故而伤人毁物。

4）行人不按规定行走运输巷道行人侧，发生电机车组挤伤、撞伤人。

5）运输巷道、道路照明不够，发生行人与电机车组相撞事故。

6）卸矿地点无阻车装置，造成运输过程中刹车不力，发生翻车事故。

7）电机车组运输翻卸过程中因重心偏移过大，发生翻车事故。

（3）设计采掘工作面采用无轨的地下铲运机。在运输过程中有可能存在下述危险、有害因素：

1）巷道未按设计施工，掘进的井巷断面偏小或未按规定设置躲避硐室等，汽车与人员发生挤、撞等事故而伤人毁物。

2）行人不按规定行走运输巷道行人侧，发生汽车挤伤、撞伤人。

3）运输巷道、道路照明不够，发生行人与汽车相撞事故。

4）卸矿地点无车挡装置，造成运输过程中刹车不力，发生翻车事故。

5）汽车运输翻卸过程中因重心偏移过大，发生翻车事故。

6）汽车超载，易造成汽车制动失灵，转向失控，爆胎等而引发事故；矿石装载不均匀，装偏而引发翻车事故。

7）驾驶员驾驶技术差，酒后驾车，或未持证而引发车辆伤害事故；运输道路凹凸不平，路况差，而引发车辆伤害事故。

8）巷道未设警示标志牌，不能对驾驶员起到警示作用，发生车辆伤害事故。

9）运输车辆上未配备灭火器，发生火灾不能及时扑灭会导致车辆损毁的火灾事故。

（4）斜井提升

1）未按照规程规范要求使用阻燃胶带，而摩擦发热引起胶带着火；保护装置不完善，维护质量比较差，造成传动滚筒不转动，与胶带摩擦起火；电气设备失爆、电线短路也有可能引起皮带输送机火灾情况发生。

2）由于负载过大，或胶带卡阻引起皮带输送机无法启动，或者启动不同步，引起皮带输送机发生打滑故障；输送带张紧力不够，也会引起打滑。

3）在安装调试方面，例如托辊、滚筒等等配件安装不合规范要求，极易引起输送带跑偏；输送带上的灰尘不及时进行打扫，导致局部直径变大，

从而使胶带跑偏；设备自身方面，例如托辊转动不灵活，或者主动滚筒的轴线平行度误差较大，都容易导致输送带跑偏。

4）带式输送机通廊内照明不足，行走通道内有散料或杂物，易造成滑倒摔伤事故。

5）带式输送机两侧防护栏杆及转动部位防护罩缺失，拉绳开关等保护装置失灵，易造成机械绞伤事故。

6）处理破碎机堵料故障存在物料飞溅和塌落伤人危险。

7）检查托轮、输送带时，直接用手拨弄或身体部位伸入输送带二层等，易发生机械伤害事故。

3.3.2.2 预先危险性分析表

表 3.3-3 提升运输系统预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
提升系统				
高处坠落（主要为坠罐）	提升系统存在缺陷，设备带病运转；钢丝绳选择不合适、使用不当、未进行及时检修；安全保护装置不齐全、不可靠，操作失灵，提升装置的机电控制系统安全保护装置与电气闭锁装置不符合规程要求；无声光信号装置或信号不清；罐笼无防坠器；井口没有阻车器；无定车装置；提升速度过快；摇台、托台闭锁装置不满足要求。	人员伤亡 设备损坏	III	选购质量合格的提升设备设施并定期进行检修、正确使用；禁止设备带病运转；设置齐全、可靠的安全保护装置并使其处于正常状态；提升装置的机电控制系统安全保护装置与电气闭锁装置符合规程要求；配备声光信号装置，并保证信号清晰；罐笼设防坠器；井口设阻车器；提升设备应设置定车装置；应装设速度指示器或自动速度记录仪等；竖井罐笼提升系统的各中段马头门，应根据需要使用摇台。摇台、托台应与提升机闭锁。
有轨运输				
车辆伤害	列车间挂钩设置不合理，列车运行时脱钩；人员未沿人行道行走；路面、轨道未按设计铺	人员伤亡	III	列车间挂钩应进行合理设置，加强管理防止列车运行时脱钩；人员应沿人行道行走；巷道、道路

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
	设；维修线路时未设置临时信号；电机车非正常状态下行驶；未按要求进行驾驶；轨道未及时清理，轨道上有石块、物体等			规格应按设计合理施工；路面和轨道应按设计合理铺设；维修线路时应设置临时信号；电机车非正常状态下不应行驶；按要求进行驾驶；轨枕及时更换；轨道及时清理，保持路面清洁
无轨运输				
车辆伤害	运输道路未按设计要求施工；未设置躲避硐室；道路维修、养护不及时；检修、危险地段未设置路标；车辆灯光、刹车、信号、警报系统失灵；车速过快；超载；超员乘车、跳车、扒车等不按要求乘车行为；	人员伤亡 设备损坏	III	运输道路应按设计要求施工；道路应及时维修和养护；检修、危险地段设置路标；车辆灯光、湿式刹车、信号、警报系统应保持良好状态；不应超速行驶；不应超载；严禁超员乘车、跳车、扒车等不按要求乘车行为

3.3.2.3 安全检查表法

表 3.3-4　提升运输系统安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
竖井				
1	提升容器和平衡锤在竖井中运行时应有罐道导向。缠绕式提升系统应采用木罐道或者钢丝绳罐道，摩擦式提升系统应采用型钢罐道、木罐道或者钢丝绳罐道。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.1 条	竖井提升采用摩擦式提升机，采用方钢罐道。	符合要求
2	提升竖井的井塔或者井架内和竖井井底应设置过卷段。过卷段高度应符合下列规定： ——提升速度大于 6m/s 时，不小于最高提升速度下运行 1s 的距离或者 10m； ——提升速度为 3m/s～6m/s 时，不小于 6m； ——提升速度小于 3m/s 时，不小于 4m； ——凿井期间用吊桶提升时，不小于 4m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.14 条	可研未明确过卷高度。	下一阶段设计中需完善
3	过卷段终端应设置过卷挡梁；发生过卷事故后过卷挡	《金属非金属矿山安全规程》	井架过卷段内设置楔形木罐道、罐笼防坠装置、防过卷缓冲装置，井下过卷段设楔形木罐道、	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	梁应能正常使用。	（GB16423-2020）第 6.4.4.15 条	防过放缓冲装置。	
4	竖井提升系统应符合下列规定： ——过卷段应设过卷缓冲装置或者楔形罐道，使过卷容器能够平稳地在过卷段内停住； ——深度大于 800m 的竖井应设过卷缓冲装置，使过卷容器在缓冲装置内平稳停住，并不再反向下滑或反弹。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.16 条	井架过卷段内设置楔形木罐道、罐笼防坠装置、防过卷缓冲装置，井下过卷段设楔形木罐道、防过放缓冲装置。	符合要求
5	罐笼提升信号系统应符合下列规定： ——应在井口和井下各中段马头门设信号装置； ——不同地点发出的信号应有区别； ——跟罐信号工使用的信号装置应便于跟罐信号工从罐内发信号； ——井口信号工或跟罐信号工可直接向提升机司机发信号； ——中段信号工经过井口信号工同意可以向提升机司机发信号；紧急情况下可直接向提升机司机发出紧急停车信号。	金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.28 条	摇台、安全门与提升系统实行联锁；阻车器与摇台、安全门实行联锁，按顺序动作。罐笼提升信号系统在井口和井下各中段马头门设信号装置；不同地点发出的信号应有区别；跟罐信号工使用的信号装置应便于跟罐信号工从罐内发信号；井口信号工或跟罐信号工可直接向提升机司机发信号；中段信号工经过井口信号工同意可以向提升机司机发信号；紧急情况下可直接向提升机司机发出紧急停车信号。	符合要求
6	竖井升降人员时，加速度和减速度应不超过 0.75m/s^2；升降物料时，加速度和减速度应不超过 1.0m/s^2。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.8.10 条	竖井提升速度 8.25m/s，加速度和减速度 0.7m/s^2。	符合要求
7	提升人员的罐笼提升系统应符合下列规定：同一层罐笼不应同时升降人员和物料。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.19 条	竖井同一层罐笼不同时升降人员和物料。	符合要求
8	摩擦式提升系统应符合下列规定：井底应设尾绳隔离装置。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.4.13 条	竖井井底设尾绳隔离装置。	符合要求
	斜井胶带提升			
1	井下带式输送机应采用阻燃型输送带。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）	设计选用钢丝绳芯输送带（阻燃型） 。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
		第 6.4.3.1 条		
2	钢丝绳芯输送带静荷载安全系数不小于 7。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.2 条	钢丝绳芯输送带安全系数为 7。	符合要求
3	使用带式输送机应遵守下列规定： ——物料不应从输送带上向下滚落； ——带式输送机倾角：向上不大于 15°，向下不大于 12°；大倾角输送机不受此限； ——任何人员均不应搭乘非载人带式输送机； ——跨越输送机的地点应设置带有安全栏杆的跨越桥； ——清除附着在输送带、滚筒和托辊上的物料，应停车进行； ——不应在运行的输送带下清理物料； ——输送机运转时不应进行注油、检查和修理等工作； ——维修或者更换备件时，应停车并切断电源，并由专人监护不许送电。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.4 条	一级斜井胶带倾角 14°18′，二级斜井胶带倾角为 14°。斜井内的带式输送机的一侧设检修道，检修运输道和人行道合并，设躲避硐室，躲避硐室间距 50m；跨越输送机的地点设置带有安全栏杆的跨越桥	符合要求
4	带式输送机应有下列安全保护装置： ——装料点和卸料点设空仓、满仓等保护和报警装置，并与输送机联锁； ——输送带清扫装置以及防大块冲击、防输送带跑偏等的保护装置； ——紧急停车装置； ——制动装置。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.5 条	带式输送机设置上述安全保护装置。	符合要求
5	长度超过 400m 的带式输送机应设下列保护装置： ——防输送带撕裂、断带等保护装置； ——防止过速、过载、打滑等的保护装置； ——线路上的信号、电气联锁和紧急停车装置。。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.3.6 条	一级斜井胶带机长 1005m，二级斜井胶带机长 1363m，设置上述保护装置。	符合要求
6	上行带式输送机应有防止输送带逆转的措施。	《金属非金属矿山安全规程》	设置有防止输送带逆转的措施。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
		（GB16423-2020）第 6.4.3.7 条		
钢丝绳和提升装置				
1	摩擦式提升钢丝绳悬挂时的安全系数应符合下列规定：专作升降人员用的，不小于 8.0；升降人员和物料用的，升降人员时不小于 8.0，升降物料时不小于 7.5；专作升降物料用的，不小于 7.0；平衡尾绳，不小于 7.0。罐道钢丝绳和防撞钢丝绳安全系数不小于 6.0。 制动钢丝绳安全系数不小于 3.0。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.6.3、6.4.6.4、6.4.6.5 条	摩擦式提升机首绳型号未 6V×34+FC，提升人员安全系数为 12.13，提升废石安全系数为 8.98，尾绳型号 34× 7+FC，钢丝绳安全系数满足要求。	符合要求
2	提升装置的机电控制系统应采用双 PLC 控制系统，实现位置和速度的冗余保护，并具有下列保护功能： 限速保护；主电动机的短路及断电保护；过卷保护；过速保护；过负荷及无电压保护；闸瓦磨损保护；润滑系统油压过高、过低或制动油温过高的保护；直流电动机失励磁保护；测速回路断电保护。 提升系统应设符合要求的闭锁装置、连锁装置、安全制动、过电流保护等。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020） 第 6.4.8.11、6.4.8.12、6.4.8.13、6.4.8.14 条	提升设备控制系统选用 PLC 控制器实现，完成提升机运行工艺要求的控制功能及各项安全保护，系统同时具备有软件和硬件冗余的安全回路。 控制系统 PLC 软件能完成提升机手动、半自动、自动、检修、紧急控制开车等运行方式的控制要求。	符合要求
中段运输				
1	电机车滑触线应设分段开关，分段距离不超过 500m。每一条支线也应设分段开关。上下班时间，距井筒 50m 以内的滑触线应切断电源。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）6.4.1.15	可研报告中明确相关内容。	符合要求
2	车辆的连接装置不得自行脱钩，车辆两端的碰头或缓冲器的伸出长度不小于 100mm。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.4.1.4 条	列车运输时，矿车必须采用不能自行脱钩的连接装置。不能自动摘挂钩的车辆，其两端的碰头或缓冲器的伸出长度，不应小于 100mm。	符合要求
3	采用无轨设备运输应遵守下列规定： ——应采用地下矿山专用无轨设备； ——行驶速度不超过	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.4.3 条	可研明确采场出矿采用铲运机。可研报告中未明确其他内容。	下一阶段设计中需完善

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	25km/h； ——通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不超过25人； ——油料运输车辆在井下的行驶速度不超过15km/h，与其他同向运行车辆距离不小于100m； ——自动化作业采区应设置门禁系统； ——按照设备要求定期进行检查和维护保养。			

3.3.2.4 评价小结

提升运输系统主要危害是高处坠落、机械伤害和车辆伤害，应重点防范的是高处坠落（主要为坠罐）和车辆伤害。

下一阶段设计中应完善以下问题：

（1）下一步设计阶段应对提升竖井过卷高度、过卷段终端过卷挡梁或缓冲装置进行明确说明。

（2）采用无轨设备运输应遵守下列规定：应采用地下矿山专用无轨设备；行驶速度不超过25km/h；通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不超过25人；油料运输车辆在井下的行驶速度不超过15km/h，与其他同向运行车辆距离不小于100m；自动化作业采区应设置门禁系统；按照设备要求定期进行检查和维护保养。

3.3.3 采掘单元

3.3.3.1 危险、有害因素辨识与分析

（1）该项目地下开采回采作业中主要危害有冒顶片帮、水灾、爆破器材爆炸、中毒窒息、物体打击、高处坠落、机械伤害、触电等。

产生原因主要有：未及时处理浮石或处理浮石方法不当；未按设计进行回采作业；平台、梯子不稳固或未按要求布置。采场爆破后未进行有效的通

风；作业环境没有必要的照明或照明度不够等。

（2）采矿方法

矿山设计选用无底柱分段崩落法。进行开采作业。采矿方法所确定的矿块布置方式与构成要素、回采工艺基本合理可行，有较好的针对性和可操作性，但如应用不当则会出现下述危险危害：

1）矿区地质工作勘探程度不高，对矿体的赋存情况及规模掌握不清，若采场采准工程布置错误、采准工程欠缺或滞后，将给开采工作带来不便与困难，甚至增加开采作业的危险性；

2）采矿方法选择错误或不当，日后开采作业有可能出现冒顶、片帮、地压增大的隐患与危险，致使开采工艺不合适，安全生产条件更为复杂，不便于顶板管理，可直接导致各种事故发生；

3）如果采场结构参数布置不合理，可能导致开采作业中冒顶、片帮、地压增大等隐患与危险频发。由此使生产条件更为复杂，不便于回采作业及顶板管理，导致事故发生。

4）回采进路为独头巷道，未安装局扇进行通风，易引发人员炮烟中毒事故。

5）采场作业安全管理不当，可导致包括炮烟中毒、爆破飞石冲击波伤人、开采设备伤人等各种事故的发生。

6）中段交替时，两个中段同时生产，如下中段采场布置在上中段尚未采完的采场下部。下中段采场回采工作可能影响上中段采场安全。

7）采场用铲运机出的矿倒入溜井放矿，如溜井被大块堵塞，人员违章在溜井上口处理，或处理人员站在溜井正下方处理，均可能造成作业人员被挤伤、致死的伤亡事故。

8）出矿巷道中运行的车辆遇到人员，未停车让人通过，可能发生车辆伤害事故；

9）运输巷道的底板不平整、有大块，巷道的坡度大于设备的爬坡能力，

弯道的曲线半径过小，均可能导致车辆行驶时发生翻车事故；

10）用铲斗破大块或站在铲斗内处理浮石，碎石崩出可以伤害人员。

11）人员从升举的铲斗下方通过或停留，铲运机司机操作车辆时未观察到人员导致人身伤害事故；

12）溜矿井未设安全车挡，地下铲运机到溜井口未停住车，可能导致车辆坠入溜井事故；

13）铲运机车箱装载过满，作业人员操作位置上方未设防护网或板，行驶过程中矿岩掉落可能砸坏驾驶室导致车辆损坏和人员伤亡；

14）设备未配备灭火装置。设备发生火灾无法及时灭火，可能导致设备损毁、操作人员伤亡，并可能导致发生全矿井井下作业人员中毒窒息的大事故。

（3）凿岩作业

设计矿山采用全液压采矿钻车在采场穿孔爆破，使用手持式凿岩机掘进平巷，操作不当易引发下述危险与危害：

1）凿岩作业中可能会出现：凿岩机砸、夹、挤伤人；断钎伤人；风管断脱甩动伤人；打干眼、残眼、吹洗炮孔渣子伤人等危险与危害。

2）作业人员进入工作面未进行撬帮问顶等安全检查或检查不周，或操作方法不当，而导致浮石掉落伤人或设备损毁。

3）采用多工作面或工序同时作业，且相互间安全距离不足及作业管理协调不当，而造成相互影响致人员伤亡或设备损毁事故。

4）使用手持式凿岩机作业时，操作工用身体推压凿岩机，易出现：身体失去平衡，造成坠落或断钎、卡钻等而伤人、毁物。

（4）爆破作业

引起爆破事故的主要原因：

1）爆破作业中安排无证人员进行爆破作业，或爆破工违章接纳无证人员参与涉爆作业而引发爆破伤亡事故。涉爆人员未经培训持证上岗，发生爆

破事故。

2）爆破材料缺陷或起爆方式不正确或炸药装填方法错误或爆破网络连接有错误，造成早爆、迟爆事故。盲炮处理方法不正确，造成爆炸伤人。

3）不了解爆破材料性质，搬运、装填过程中挤压、摔碰爆破材料，引起爆炸事故。搬运爆破材料和装药作业中不轻拿轻放，任意抛、投、撞、碰，可能损坏起爆药包，导致拒爆或引起爆炸事故。

4）钻孔布置不当，抵抗线过小或装药量过大，填塞过小或出现虚填等原因，造成飞石伤害。炮孔中装填填塞物不合格，可能填塞不到位或损爆破网络连接有错误，产生盲炮；填塞中不按要求使用合格炮棍作业，可能造成盲炮或导致爆破事故。

5）爆破组织不细致，出现伤人、损物事故。

6）由于爆破材料质量问题或装药量小，造成爆破岩层未正常松动，形成隐患。

7）爆破材料选择不当，使用电雷管引爆，受杂散电流影响，出现早爆事故。

8）爆破警戒位置布置不当，信号不完善，措施不够严格、周密，装药量过大，人员、机械处在警戒范围内，或爆破工避炮位置不当，被爆破飞石或冲击波伤害。

9）爆破后通风不好或通风时间不够，人员过早进入作业面，造成炮烟中毒事故。

10） 爆破前设备摆放位置不当，无防护装置，爆破飞石、滚石对其造成损坏。

（5）采场地压管理及井下支护

设计采用无底柱分段崩落法回采，如回采时未严格按照规程作业，则会出现下述危害、危险：

1）回采工作面的上方覆盖岩层厚度小分段高度，上部围岩垮落形成的

冲击力不能得到有效的缓冲，可能会危及回采工作的安全；

2）上下两个分段同时回采时，上分段未超前于下分段或超前距离未使上分段位于下分段回采工作面的错动范围之外，或小于20m，上分段作业的人员或机械可能会因下分段崩落而发生坍塌事故。

3）分段联络道没有足够的新鲜风流可能引起人员窒息事故；

4）各分段回采完毕未及时封闭本分段的溜井口，导致矿岩滚出伤人。

5）穿过断层破碎带、节理裂隙发育地段的井下工程未支护或支护不当，有可能造成掉碴或片帮冒顶事故；

6）支护方式不当，支护参数不正确，影响支护效果，有可能发生顶板掉碴或片落或冒顶事故。

3.3.3.2 预先危险性分析表

表3.3-5 采掘单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
冒顶片帮（地表塌陷）	采深较深，地压较大；采场暴露面积太大；采场矿柱设计不合理；空区未及时处理，采场暴露时间过长；破碎面未进行支护；地下水疏干，破坏了地下含水层结构。	人员伤亡 设备损坏	Ⅳ	合理确定采场布置参数；对井下地压进行监测；及时、正确处理浮石；按设计要求进行回采作业及留设矿（岩）柱。
爆破伤害	凿岩、爆破位置不当、布孔不合理、爆破设计不合理；未按爆破规程进行爆破作业；爆破材料选择不合适或质量不合格；静电影响；混装炸药质量不合格等。	人员伤亡 设备损坏	Ⅳ	凿岩、布孔应合理；爆破设计应合理；按爆破规程进行爆破作业；选择质量合格的爆破器材；消除静电影响；尽量避免混装炸药质量不合格。
机械伤害	钻机、铲运机等未采取防护措施或防护措施不合理；钻机、铲运机等设备自身缺陷，安装、维护、使用不当；违章作业或操作失误；弯道曲线半径不符合要求；采场、巷道照明度不够，钻机、铲运机等的危险部位未设置警示标志。	人员伤亡	Ⅲ	对机械设备采取合理有效的防护措施；选择正规的与设计相符的设备；加强对设备的维护、使用；提高照明度，在设备的危险部位设置警示标志；建立健全安全生产管理制度。
高处坠落	采场内高处作业而未采取安全防护措施或防护措施失效；平台、梯子不稳固或未按要求布置；上下梯子时注意力不集中；照明不足；溜井口未设安全车挡；处理溜井堵塞方法不当；	人员伤亡	Ⅲ	高处作业要采取有效的安全防护措施；人员上下梯子时注应集中注意力；采场等地应有足够的照明；溜井口应设安全车挡；人员不应直接站在溜井、

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
	处理浮石方法不当；分层回采完毕后未及时封闭本分层的溜井口。			漏斗的矿石上或进入溜井与漏斗内处理堵塞；应事先处理顶板及两帮浮石；不应在同一采场同时凿岩和处理浮石；分层回采完毕后应及时封闭本分层的溜井口。
触电	机械设备及电线电缆等用电过程中漏电。	人员伤亡	III	设置漏电保护装置，电线电缆按要求进行敷设。
起爆器材爆炸	作业场地起爆器材搬运、存放不当，遇外界火源、振动、摩擦等引发爆炸。	人员伤亡 设备损坏	IV	爆破器材应按要求进行存放，爆破器材存放处杜绝外界火源，尽量避免爆破器材受振动、摩擦等。
中毒窒息	采场内未采取有效的通风；通风设备故障；风量不足；通风时间不够；工作人员提前进入有炮烟的工作面。	人员伤亡	III	采场内采取有效的通风；加强对通风设备的维修保养；保持采场有足够的风量和通风时间；工作人员不应提前进入有炮烟的工作面。
水灾	极端天气淹井；排水设备设施选择、施工不合理。	人员伤亡 设备损坏	III	采掘过程中应有合理的探水工艺；设立正确的排水系统；按设计选取合理的排水设备设施并合理施工。
物体打击	铲运机装载过满；人员离铲运机较近；处理浮石方法不当；运输巷道底板不平整。	人员伤亡	III	铲车装载量不应过大；应正确处理浮石；运输巷道底板应保持平整；人员离铲车保持安全距离。

3.3.3.3 安全检查表法

表 3.3-6　采掘单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
1	新建、改扩建金属非金属地下矿山原则上采用充填采矿法，不能采用的应严格论证。	《中共中央办公厅 国务院办公厅关于进一步加强矿山安全生产工作的意见》	企业委托武汉理工大学于 2024 年 5 月编制了《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿改扩建工程采矿方法论证报告》，论证结论为：无底柱	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
			分段崩落法更适合土屋铜矿露天转地下开采。	
2	每个采区或者盘区、矿块均应有两个便于行人的安全出口，并与通往地面的安全出口相通。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.1.4 条	每个矿块都设有两个天井连通上下中段巷道，并设有梯子和照明，作为安全出口。	符合要求
3	在不稳固的岩层中掘进时应进行支护；在松软、破碎或流砂地层中掘进时应在永久性支护与掘进工作面之间进行临时支护或特殊支护。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.2.7.2 条	可研要求：围岩松软不稳固的回采工作面、采准和切割巷道，应采取支护措施。	符合要求
4	应建立采场顶板分级管理制度。对顶板不稳固的采场，应有监控手段和处理措施。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.1.12 条	建立顶板管理制度。对顶板不稳定的采场，应指定专人负责检查，采用锚杆加金属网进行支护。 顶板局部不稳定，可用锚杆 （锚网）、立柱等支护。	符合要求
5	人员需要进入的采场应有良好的照明。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.1.11 条	可研报告提出了相关要求。	符合要求
6	采用无底柱分段崩落法回采应遵守下列规定： ——回采工作面的上方应有大于分段高度的覆盖岩层，以保证回采工作的安全；上盘不能自行冒落或冒落的岩石量达不到规定厚度时应及时进行强制放顶； ——上下两个分段同时回采时，上分段应超前于下分段，超前距离应使上分段位于下分段回采工作面的错动范围之外，且不小于20m； ——分段联络道应有足够的新鲜风流； ——各分段回采完毕应及时封闭	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.2.8 条	可研设计覆盖层35m。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	本分段的溜井口。			

3.3.3.4 爆破震动效应评价

爆破过程中，由于炸药的多余能量不可避免会转换变为震动波，从爆源以波的形式向外层工作介质传播，最后传播到对象表面，从而产生负面效应的爆破振动。在爆破区域的特定范围中，当爆破振动超过一定限度时，会对周围建（构）筑物与工程设施等造成破坏。因此，在实际工程中，应通过采取多种综合措施来控制爆破效应，减少一次爆破的震动规模及危害，选择最佳爆破工作参数来保障建（构）筑物和运行设备的安全。

（1）爆破振动安全允许距离计算

土屋铜矿监测区域范围内爆破振动质点振动速度衰减规律公式为：

$$V = 54.28 \times \left(\frac{Q^{\frac{1}{3}}}{R}\right)^{1.46}$$

式中：*R*——爆破振动安全允许距离，m；

Q——炸药量，齐发爆破为总药量，延时爆破为最大单段药量，kg；

V——保护对象所在地安全允许质点振速，cm/s；

根据上述计算公式计算结果见下表。

表 3.3-7 爆破振动安全允许距离计算表

序号	建构筑物名称	安全允许质点振速 cm/s	计算质点振速 cm/s	最大单段药量 kg	最小距离 m	是否满足要求
1	边坡	8	0.31	40	井筒与离露天边坡最近距离为 118m	满足要求
2	边坡	8	1.66	23	井筒与离露天边坡最近距离为 118m	满足要求
3	边坡	8	4.26	23	巷道与离露天边坡最近距离为 16m	满足要求

根据可研爆破参数及炸药单耗估算一次最大单段炸药量进行类比计算，爆破作业不会对边坡造成影响。

3.3.3.5 评价小结

采掘单元主要危害是冒顶片帮（地表塌陷）、爆破伤害、机械伤害、高处坠落、触电、起爆器材爆炸、中毒窒息、水灾、物体打击等。

下一阶段设计中应完善以下问题：

（1）上下两个分段同时回采时，上分段应超前于下分段，超前距离应使上分段位于下分段回采工作面的错动范围之外，且不小于 20m。

（2）回采工作面的上方应有大于分段高度的覆盖岩层，以保证回采工作的安全；上盘不能自行冒落或冒落的岩石量达不到规定厚度时应及时进行强制放顶。

（3）下一步设计阶段应当提高矿山防排水安全设防标准，采取加大保护矿柱、加厚覆盖层等安全防护措施。

（4）下一步设计阶段应对露天转地下开采前的覆盖层厚度进行论证，并明确露天坑闭坑后在露天坑底铺设 35m 厚覆盖层的废石来源及采取的安全措施。

（5）下一步设计阶段应对露天转地下开采期间，露天爆破对地下工程稳定性影响、井巷爆破对露天边坡稳定影响进行论证，并对露天转地下的防治水措施进行明确。

3.3.4 通风单元

3.3.4.1 危险、有害因素辨识与分析

矿山设计有相对独立、较完善的通风系统，但在建设、生产过程中有可能存在下述危险、有害因素：

（1）未按设计购置、安装主扇风机，没有建立机械通风系统，无法保证井下所需的风量、风速、风质要求，风流紊乱，炮烟粉尘积聚难以外排。

（2）用风点计算不全面或实际与计算有差异，造成通风量不足，不能及时排除炮烟或除尘效果差，或排弃有毒有害气体效果差，致炮烟中毒事故。

（3）井巷断面实际与设计计算的有差异，造成风速过高或过低。

（4）风速、风质检测不及时，造成通风效果下降、人员误入，致炮烟中毒事故。

（5）开拓、采准形成后，未重新进行通风验算，造成通风效果不好。

（6）主扇控制柜缺少反风开关，或井下缺少反向风门，导致井下发生火灾时需反风时未及时反风，作业人员无法逃生。

（7）该矿设计进出口较多，对通风构筑物的设计位置及数量未进行明确，生产中通风构筑物（风门、风桥、风窗）缺乏或没有检查、维修；采空区未按要求封闭等而致漏风、污风串联或风流紊乱。

（8）独头采掘工作面未使用局扇通风或风筒布材质差、悬挂不当致通风效果差，引发作业人员炮烟中毒与尘肺病。

（9）采空区未及时封闭或封闭不及时，造成通风系统漏风。可能影响通风系统的有效果。

（10）井下未悬挂《避灾线路示意图》，或图中未反映出发生不同事故时的避灾线路，发生事故时井下作业人员可能选择错误的逃生线路，导致伤亡事故。

（11）设计部分新鲜风采用斜坡道进入，同时，斜坡道又作为无轨设备运输通道。井下运输车辆消耗氧气量以及尾气排放量及产生的粉尘均较大，导致进入井下各中段（或分段）巷道的空气质量较差，可能影响井下作业人员身心健康。

3.3.4.2 预先危险性分析表

表 3.3-8 通风单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
中毒窒息	1.通风设计不合理（矿井供风量不足；风量分配不合理；风速不符合排烟要求；采场通风不合理—未针对采场进路为独头巷道的特点确定采场通风方法等）；通风管理	中 毒窒息、人 员伤亡	IV	1.合理进行矿井通风设计（含采场通风设计），按照设计设置各种通风构筑物；加强通风管理。2.使用合格爆破器材；按审批的

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
	不善，使炮烟长时间在作业区域滞留。 2.使用不合格爆破器材；未按审批的爆破设计进行爆破作业。 3.装药、填塞质量不符合要求，造成半爆或爆燃。 4.爆破后未及时通风或通风不畅。 5.爆破后通风时间不足就进入工作面查炮。 6.人员没有按照要求撤到安全地点，炮烟进入人员避炮巷道。 7.独头巷道掘进时未进行局部通风，没有足够的风流稀释炮烟。 8. 警戒标志不合理或没有设置警戒标志，人员意外进入通风不畅、长时间不通风的巷道、硐室等。 9. 意外风流短路，人员意外进入炮烟污染区并长时间停留。 10.发生火灾时，烟流造成人员中毒窒息。			爆破设计进行爆破作业。 3.按照规程操作，确保装药和填塞质量，避免半爆或爆燃。 4.爆破前后加强通风，采取措施向死角盲区引入风流。 5.爆破后按照规定的等待时间以后进入工作面查炮。 6.在安全地点避炮。 7.独头掘进时按照规定进行局扇通风。 8. 爆破前应在通往爆破点的巷道设置警示标志，避免人员误入。 9. 配备必要的防火设施，加强防火安全管理。 10.加强对职工防火和火灾中逃生措施的教育。
触电	1.该项目拟使用的主扇、局扇供电线路绝缘损坏。 2.主扇未进行良好接地。 3.人的不安全行为。	人员伤害，财产损失。	II	1.对主扇、局扇供电线路绝缘加强检查和维护。 2.对主扇进行良好接地。 3. 严格按照操作规程进行作业，严禁违规作业。
机械伤害	1.接近主扇、局扇运转的危险区域，导致卷入。 2.扇风机安全防护装置缺乏或损坏、被拆除等。 3.在检修时，扇风机突然被别人随意启动。 4.在局扇上停留、休息。	造成人身伤害事故。	II	1. 操作人员精心操作，身体远离扇风机危险部位。 2.保证扇风机安全防护装置完好。 3.在检修时，挂牌作业。 4.加强教育，不在局扇上停留、休息。

3.3.4.3 安全检查表法

表 3.3-9　通风单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
1	矿井总风量等于矿井需风量乘以矿井风量备用系数 K_b。后者是考虑到漏风、风量不能完全按需分配和调整不及时等因素。K_b 值为 1．20～1．45，可根据矿井开采范围的大小、所用的采矿方法、设计通风系统中风机的布局等具体条件进行选取。	《金属非金属地下矿山通风技术规范 通风系统》（AQ2013.1-2008）第 5.3 条	可研报告中内外部漏风系数取 1.15 和 1.20。	符合要求
2	进入矿井的空气不应受到有害物	《金属非金属矿山	回风井不在进风井的上风侧，	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	质的污染，主要进风风流不应直接通过采空区或塌陷区；需要通过时，应砌筑严密的通风假巷引流。 矿井排出的污风不应对矿区环境造成危害。	安全规程》 GB16423-2020 第 6.6.2.4 条	且相距较远。	
3	箕斗井、混合井作进风井时，应采取有效的净化措施，保证空气质量。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.2.5 条	设计有专用进风井。	符合要求
4	井下破碎硐室、主溜井等处的污风，应引入回风道。不能引入回风道的应采取净化措施。	《金属非金属地下矿山通风技术规范 通风系统》（AQ2013.1-2008）第 6.3.4.1 条	破碎硐室设置专用回风联络道，溜矿系统设专用回风井。	符合要求
5	井下所有机电硐室都应供给新鲜空气。	《金属非金属地下矿山通风技术规范 通风系统》 AQ 2013.1-2008 第 6.3.4 条	可研考虑变电硐室风量。	符合要求
6	采场应利用贯穿风流通风或机械通风。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.2.7 条	新鲜风流进入各中段，再进入各采场，冲洗工作面后，由回风井排出地表。	符合要求
7	每台主通风机电机均应有备用，并能迅速更换。同一个硐室或风机房内使用多台同型号电机时，可以只备用 1 台。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.3.2 条	主扇备有相同型号和规格的电机，有能迅速调换电机的设施；主扇可通过反转，使矿井风流在 10min 内反向，返风量不低于正常工作风量的 60%。	符合要求
8	掘进工作面和通风不良的工作场所，应设局部通风设施，并应有防止其被撞击破坏的措施。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.3.5 条	掘进工作面和通风不良的采场，配备局扇通风。局部通风的风筒口与工作面的距离：压入式通风不得超过 10m；抽出式通风不得超过 5m；混台式通风，压入风筒的出口不得超过 10m，抽出风筒的入口应滞后压入风筒的出口 5m 以上。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
9	采用凿岩爆破法掘进应遵守下列规定： 采取湿式凿岩、爆破喷雾、装岩洒水和净化风流等综合防尘措施； 在遇水膨胀、强度降低的岩层中掘进不能采用湿式凿岩时，可采用干式凿岩，但应采取降尘措施，作业人员应佩戴防尘保护用品；	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.4.1 条	凿岩必须采取湿式作业。	符合要求
10	采取湿式凿岩、爆破喷雾、装岩洒水和净化风流等综合防尘措施；	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.1.4.1 条	爆破后和装卸矿（岩）时，必须进行喷雾洒水。凿岩、出碴前，应清洗工作面 10m 内的巷壁。进风道、人行道及运输巷道的岩壁，应每季至少清洗一次。	符合要求
11	风机进风口的安全护栏和防护网。	安监总局[2015]第 75 号	可研报告中无相关内容。	下阶段设计中需完善

3.3.4.4 风量风速复核

（1）风量复核

采用矿井风量估算法对风量进行复核，公式如下：

$Q=Aq$

其中 Q----矿井或坑口所需总风量，m^3/s；

A----矿井或坑口年产量，$400\times10^4t/a$；

q----年产万吨耗风量，m^3/s，特大型矿井取值为 1～2.5。

计算结果为 $Q=400～1000m^3/s$

可研报告计算的总风量为 $440m^3/s$，介于 $400～1000m^3/s$，按经验，可研计算的风量能满足井下通风要求。

由于该项目为露天转地下开采，且井巷工程较多，建议合理设置井下通

风构筑物，减少漏风，保证井下通风效果。

（2）风速复核

依据 GB16423-2020 第 6.6.1.6 条，井巷断面平均最高风速规定：专用风井，专用总进、回风道最高风速 20m/s；专用物料提升井最高风速 12m/s；提升人员和物料的井筒，中段主要进、回风道，修理中的井筒，主要斜坡道最高风速 8m/s；运输巷道，采区进风道最高风速 6m/s。

表 3.3-10　主要井筒、巷道风速表

序号	巷道名称	断面积（m^2）	风量（m^3/s）	风速（m/s）
一	西回风井			
1	专用进风井（634m-520m）	12.56	129.00	10.3
2	专用进风井（520m-400m）	12.56	110.00	8.8
3	400m 进风联络道	15.21	67.00	4.4
4	400m 中段进风巷道	20.54	146.00	7.1
5	400m 中段运输巷道	16.01	94.00	5.9
6	人行通风天井	7.07	80.00	11.3
7	415m 分段巷道	16.01	25.00	1.6
8	穿脉巷道	16.01	25.00	1.6
9	采场	16.01	25.00	1.6
10	人形通风天井	7.07	80.00	11.3
11	520m 回风巷道	16.01	80.00	5.0
12	520m 回风巷道	16.01	179.00	11.2
13	西回风井(520m～622m)	23.75	357.00	15.0
二	东回风井			
1	专用进风井（634m-520m）	12.56	129.00	10.3
2	专用进风井（520m-400m）	12.56	110.00	8.8
3	400m 进风联络道	15.21	67.00	4.4
4	400m 中段运输巷道	16.01	146.00	9.1
5	400m 穿脉巷道	16.01	42.00	2.6
6	人行通风天井	7.07	80.00	11.3
7	415m 分段巷道	16.01	21.00	1.3
8	穿脉巷道	16.01	21.00	1.3
9	采场	16.01	21.00	1.3

序号	巷道名称	断面积（m^2）	风量（m^3/s）	风速（m/s）
10	人形通风天井	7.07	42.00	5.9
11	400m 回风巷道	16.01	42.00	2.6
12	西回风井(400m～634m)	9.62	83.00	8.6

经计算，各井筒、巷道的风速满足要求。

3.3.4.5 单元评价小结

可行性研究报告根据矿山的实际情况，设计了机械通风系统，在掘进工作面和通风不良的采场，安装局部通风设备，采场采用了贯穿风流通风方式，符合规程要求。

通风系统危险有害因素有：中毒窒息、机械伤害、触电和物体打击，该项目开采深度大，通风线路较长，引发中毒窒息的几率较大，故应对中毒窒息加强重视。

下一阶段设计中尚需完善以下几个方面：

（1）可研设计新鲜风流由胶带斜井口进入，下一步设计阶段胶带斜井应采取有效的净化措施，保证空气质量。

（2）风机进风口应设置安全护栏和防护网。

3.3.5 矿山供配电设施单元

3.3.5.1 危险、有害因素辨识与分析

本单元存在的主要危险、有害因素有：

（1）电气设备或电线等选材不良或电气设备、超负荷运行而导致绝缘老化，顺着各用电设备金属支架绑扎电线而胶皮裸露，埋地敷设的电缆未完全覆土而裸露，加上接地保护、漏电保安装置失灵或失效时，人员触及带电部分，就地受到电击或电伤。

（2）防雷设施维护保养不好，防雷接地保护失效，在雷雨天气里，建筑物设备和人员，有可能遭受雷击的危害。

（3）电工操作时未穿戴必需的劳动防护用品，如穿着拖鞋或靴着皮鞋

到矿山上班等等，增加了触电事故发生的可能性。

（4）雨天暴露在水中的供电线路和设备，未按潮湿、水气较大场所的要求装设漏电保护断路器，当供电线路和设备漏电时极可能发生人身触电。

（5）若职工在生活区内违章用电，可能发生触电伤害。

（6）架空线路因矿区边坡变形和蠕动而造成线路杆移位、架空线低垂，导致线路断线、短路等故障。

（7）电气设备检修时，未按照电气作业规程操作，如雷雨天检修电气设备发生触电事故；检修未切断电源，带电刀开关裸露部分未设保护罩，未挂检修警示牌，无专人监护等，都可能造成人员发生触电事故。

（8）本项目涉及到大量的高、低压电气设备，因设备故障、人为因素等可能发生触电、火灾、机械伤害事故。

3.3.5.2 预先危险性分析（PHA）

表 3.3-11 矿山供配电设施单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
机械伤害	违章作业	1. 操作不熟练； 2. 操作地点不安全； 3. 作业前安全检查、处理不到位； 4. 防护装置（罩）不全。	机械伤害	人员伤害	II	1. 严格执行操作规程； 2. 加强个人防护措施； 3. 完善配备机械安全防护装置。
触电	违章作业；保护设施不到位。	1. 电器设计、选型不合理、安装存在缺陷或运行时短路、漏电等导致过热及雷电放电产生的电弧、静电火花而引起电器火花； 2. 工作面潮湿； 3. 使用电气设备绝缘老化； 4. 电气设备缺少漏电保护等防护装置； 5. 不执行停送电制度； 6. 缺乏安全警示标志； 7. 作业无人监护；	短路、引发漏电、触电	人员伤亡、设备损坏	II	1. 严格执行操作规程； 2. 加强个人防护措施； 3. 合理设计、选择电气设备，严格按照施工图和规范进行设备安装、调试； 4. 电气设备采用保护接地； 5. 变压器周围设围栏，配电室铺设供工作人员检查的绝缘地毯； 6. 配电室配备绝缘靴、绝缘手套、绝缘杆等绝缘设备，门窗加防护网； 7. 高压设备附近悬挂防止触电的警告牌；

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
		8. 不使用安全电压； 9. 安全装置失效； 10. 个人防护措施不全； 11. 其他违章操作。				8. 在断电的线路上作业时，该线路的电源开关把手必须悬挂警示牌，只有执行这项工作的人员才有权取下； 9. 电气设备可能被人所触及的裸露带电部分，设置警戒标志； 10. 定期检查电气线路及设备； 11. 电气工作人员100%持证上岗。
雷击	保护设施不到位。	1.主要建构筑物无防雷击设施； 2.电气设备、线路，未设有可靠的防雷、接地装置； 3.未定期进行全面检查和监测导致防雷设施失效； 4.违章作业，未穿戴劳动防护用品。	电击、电伤	人员伤亡	II	在变配电室、高大建筑附近安装避雷针或避雷器，定期检查、监测。
火灾	绝缘、保护装置失效	1. 电弧、电火花、杂散电流； 2. 保险丝（片）选用不当； 3. 开关及配电箱内油料着火； 4. 机械作用（包括摩擦、震动冲击等）所引起； 5. 绝缘、保护装置未检查，未维护； 6. 装置失效； 7. 未设置消防灭火设施； 8. 其他违章操作。	明火、短路引发火灾	人员伤亡、设备设施损坏	II	1. 严格执行操作规程； 2. 树立先安全后生产的观念，坚持工作前对工作面的安全处理； 3. 加强个人防护措施； 4. 加强安全管理； 5. 电气设备采用保护接地； 6. 电网设施漏电、触电、过电流保护装置； 7. 配电室、发电机房、电气设备工作室配置消防灭火设施； 8. 加强电气设备及其线路的检查、维护。
中毒窒息	电气设备事故	1. 设备质量不合格； 2. 电气设备未检查、未维护，缺乏检修，造成设备故障；	中毒窒息	设备设施损坏、人员	II	1.必须选用具有国家安全认证标志的电气设备； 2.加强电气设备及其线路的检查、维护。

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
				伤亡		

3.3.5.3 矿山供配电安全检查表

根据《矿山电力设计标准》（50070-2020）对该项目供配电系统进行检查分析，见表 3.3-12。

表 3.3-12 矿山供配电安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
1	矿山电力负荷应划分为一级负荷、二级负荷和三级负荷，负荷划分应符合下列规定： 1 下列情况应划分为一级负荷： 1）井下有淹没危险环境矿井的主排水泵及下山开采的采区排水泵； 2）井下有爆炸或对人体健康有严重损害的危险环境矿井的主通风机； 3）矿井经常升降人员的立井提升机； 4）有淹没危险环境露天矿采矿场的排水泵或用井巷排水的排水泵； 5）根据国家现行有关标准规定应视为一级负荷的其他设备。 2 下列情况应划分为二级负荷： 1）大型矿山中除一级负荷外与矿物开采、运输、提升、加工及外运直接有关的单台设备或互相关联的成组设备； 2）没有携带式照明灯具的井下固定照明设备，或地面一级负荷、大型矿山二级负荷工作场所用于确保正常活动继续进行的应急照明设备； 3）矿井通信和安全监控装置的电源设备； 4）大型露天矿的疏干排水泵； 5）铁路车站的信号电源设备； 6）根据国家现行有关标准规定应视为二级负荷的其他设备。 3 不属于一级负荷和二级负荷的电力设备应划分为三级负荷。	《矿山电力设计标准》GB50070-2020 第 3.0.1 条	井下主排水泵、矿井主通风机、副井提升机及其控制系统用电等为一级负荷。	符合要求
2	矿山供电电源和电源线路应符合下列规定： 1 有一级负荷的矿山应由双重电源供电；当一电源中断供电，另一电源不应同时受到损坏，且电源容量应至少保证矿山全部一级负荷电力需求，并宜满足矿山二级负荷电力	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 3.0.3 条	地下期间，供电部门规划在距采场约 2.5km 处新建沙尔湖 110kV 区域变电站，该区域变电站电源引自两个不同地区电网，具备向一级负荷供电的能力。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
	需求。 2 大、中型矿山宜由两回电源线路供电；两回电源线路中的任一回中断供电时，另一回电源线路应保证供给全部一、二级负荷电力需求。			
3	矿山地面主变电所的主变压器台数确定，应符合下列规定： 大、中型矿山工程宜采用 2 台及以上；矿山一级负荷的两个电源均需经主变压器变压时，应采用 2 台及以上；	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 3.0.7 条	地下开采期间，拟在采矿工业场地新建采矿 10kV 变配电所，用电电源采用双回架空线路引自沙尔湖 110kV 总降变电站 10kV 侧不同母线段,导线规格 2*（LGJ 3× 240mm^2）。	符合要求
4	矿山地面主变电所的主变压器为 2 台及以上时，其中 1 台停止运行，其余变压器容量应能保证一级负荷和二级负荷的供电。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 3.0.8 条	站内安装 1 台 SZF9-12500/35kV,35/10kV ，12500kVA，Y，d11 型有载调压电力主变压器，1 台 SZF15-12500/35kV,35/10kV，12500kVA，Y，d11 型有载调压电力主变压器。	符合要求
4	主变电所设置应符合下列规定： ——设置在爆破警戒线以外； ——距离准轨铁路不小于 40m； ——远离污秽及火灾、爆炸危险环境和噪声、震动环境； ——避开断层、滑坡、沉陷区等不良地质地带以及受雪崩影响地带； ——地面标高应高于当地最高洪水位 0.5m 以上。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 5.6.1.1	主变电所设置位置符合上述要求。	符合要求
5	供配电系统中性点接地应符合下列规定： ——向露天采场、排土场供电的 6kV～35kV 系统，不得采用中性点直接接地方式； ——当 6kV～35kV 系统中性点采用不接地、经消弧线圈接地或高电阻接地时，单相接地故障点的电流不应大于 10A； ——当 6kV～35kV 系统中性点经低电阻接地时，单相接地故障点的电流不大于 200A； ——低压配电系统为 IT 系统时应装设绝缘监视装置。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 5.6.1.5	可研未明确中性点接地方式。	下一阶段设计中应明确
6	井下电气设备保护接地系统应符合下列规定：井下各开采水平的主接地装置和所有局部接地装置应通过接地干线相互连接，构成井下总接地网；需要接地的设备和局部接地极均应与接地干线连接。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.6.5 条	在各中段采区变电所和主要配电点均设辅助接地极并与主接地极可靠连接从而形成井下接地网。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
7	井下低压配电系统接地型式应符合下列规定： 1 井下有爆炸危险环境，应采用 IT 系统。 2 井下无爆炸危险环境，宜采用 IT 系统；当采用 220/380V 时，也可采用 TN-S 系统。 3 当采用 IT 系统时，配电系统电源端的带电部分应不接地或经高阻抗接地，且配电系统相导体和外露可导电部分之间第一次出现阻抗可忽略的故障时，故障电流不应大于 5A。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.1.3 条	井下低压配电系统采用中性点不接地的 IT 系统。	符合要求
8	井下接地极的设置应符合下列规定： 1 每一开采水平主接地极不应少于 2 组，并宜分别设置于开采水平主、副水仓中。 2 当下井电缆在钻孔中敷设时，主接地极可埋设在地面或设在井底水仓中或集水井内；加固钻孔的金属套管可作为主接地极中的一组。 3 当没有排水水仓可利用时，主接地极应设置在井底水窝或专门开凿的集水井内。不得将两组主接地极置于一个集水井内。 4 局部接地极可设置在排水沟、积水坑或其他适当地点。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.6.2 条	在井下排水泵房水仓设 2 组主接地极，在各中段采区变电所和主要配电点均设辅助接地极并与主接地极可靠连接从而形成井下接地网。	符合要求
9	当任一组主接地极断开时，井下接地网上任一接地点测得的接地电阻值不应大于 2Ω。每一移动式和手持式电力设备与最近的接地极之间的保护接地电缆芯线的电阻值，不得大于 1Ω。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.6.4 条	坑内开采时在井下排水泵房水仓设 2 组主接地极，在各中段采区变电所和主要配电点均设辅助接地极并与主接地极可靠连接从而形成井下接地网，接地网的总接地电阻不大于 1 欧，其中，每一移动式和手持式电力设备与接地网之间的接地电阻不大于 1 欧。	符合要求
10	井下照明电压，应符合下列规定： 1 主要巷道的固定式照明电压可采用 220V 或 127V； 2 天井以及天井至回采工作面之间应采用 36V； 3 采掘工作面应采用 36V，当选择矿用防爆型灯具时可采用 127V； 4 行灯电压不应大于 36V。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.1.8 条	井下主要运输巷道、机电硐室等处设置固定照明，照明电压等级一般为～220V，采掘工作面采用～36V。	符合要求
11	井下电气设备类型选择应符合下列规定： 1 无爆炸危险环境矿井，宜采用矿	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.2.1 条	可研报告没有相关内容。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研情况说明	检查结果
	用一般型电气设备； 2 有爆炸危险环境矿井，应按国家现行有关标准执行； 3 井下不应采用油浸式电气设备。			
12	井下高、低压线路应装设相间短路和过负荷保护。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.2.6 条	设置电流速断保护、过电流保护、过负荷保护、低电压保护等。	下一阶段设计中应明确
13	电力电缆的选择应符合下列规定： 在立井井筒或倾角 45°及以上的井巷内，固定敷设的高压电缆应采用交联聚乙烯绝缘粗钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆； 在水平巷道或倾角小于 45°的井巷内，固定敷设的高压电缆应采用交联聚乙烯绝缘钢带或细钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆； 井下所有电缆应采用阻燃电缆。	《矿山电力设计标准》（50070-2020）第 4.3.1 条	井下高压 10kV 配电线路选用交联聚乙烯绝缘钢丝铠装 WDZ-YJY$_{33}$-8.7/10kV 和 WDZ-YJY$_{43}$-8.7/10kV 型低烟低卤阻燃电缆，井下低压配电线路选用交联聚乙烯绝缘钢丝铠装 WDZ-YJY$_{23}$-0.6/1kV 型低烟低卤阻燃电缆。	符合要求
14	井下所有作业地点、安全通道和通往作业地点的通道均应设照明。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.5.1 条	夜间作业点及危险点，均设置足够的照明。	符合要求
15	井下应采用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.7.2.1 条	井下高压 10kV 配电线路选用交联聚乙烯绝缘钢丝铠装 WDZ-YJY$_{33}$-8.7/10kV 和 WDZ-YJY$_{43}$-8.7/10kV 型低烟低卤阻燃电缆，井下低压配电线路选用交联聚乙烯绝缘钢丝铠装 WDZ-YJY$_{23}$-0.6/1kV 型低烟低卤阻燃电缆。	符合要求

3.3.5.4 单元小结

可研对供配电方案及防雷设施作了设计描述，总体符合《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）、《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）、《建筑物防雷设计规范》（GB50057-2010）等标准规范的要求。

下一阶段设计中需完善的问题有：

（1）地下开采期间采矿工业场地新建采矿 10kV 变配电所主变压器型号、容量等参数。

（2）无爆炸危险环境矿井，宜采用矿用一般型电气设备。

（3）下一步设计阶段应对新建采矿 10kV 变配电所引自沙尔湖 110kV

总降变电站的电缆供电能力进行复核。

（4）二级斜井胶带供电电缆应选用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆。

3.3.6 防排水与防灭火单元

3.3.6.1 防排水子单元

（1）危险、有害因素辨识与分析

该项目地下开采排水系统中存在危险有害因素为主要有透水、机械伤害、淹溺。

1）多雨季节，地表水可能会从井口或地表裂缝进入井下，引起井下透水。

2）矿床开采时破坏了原有隔水岩层而形成人为充水通道，可能使上部含水层内的地下水大量涌出，导致井下透水。

3）防、排水设备未按设计要求进行选择、井下巷道无排水沟或排水沟排水能力不足、排水管、水泵等未及时检查、维护等原因可能会造成透水事故。

4）水泵外露传动部位未采取有效的防护措施等原因可能会造成机械伤害事故；

5）水仓未封闭或未设置护栏等原因可能造成淹溺事故。

（2）预先危险性分析（PHA）

表 3.3-13　　防排水子单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
透水	地表水量较大，未采取合理的防排水措施，地表水涌入井下；地下涌水量较大，地表水、第四系含水层、天窗与下部含水层之间的水力联系不清，地下涌水量预测偏小，防、排水设备能力不够；未合理设置防水矿（岩）柱。	人员伤亡影响生产	Ⅳ	掘进过程中应采取超前探水和防排水措施；充分考虑地表河流、第四系含水层以及“天窗”的影响，对井下水仓、水泵、防水矿（岩）柱、排水沟等进行合理设计；有用的钻孔，应妥善封盖；报废的钻孔应封闭；加强防排水

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
				使用管理；雨季加强防排水设施的维护做好夏季防汛准备。
机械伤害	水泵外露传动部位未采取有效的防护措施：如防护罩等；设备自身缺陷，安装、维护、使用不当；违章作业和操作失误；照明度不够或对设备的危险部位未设置警示标志。	人员伤亡设备损坏	III	采取合理的防护措施；保持设备自身状态良好；正确安装、维护和使用；严禁违章作业；应尽量避免操作失误；应有足够的照明度；对设备的危险部位设置警示标志。
淹溺	水仓未封闭或未设置护栏；未设置安全警示标志；人员安全意识不强。	人员伤亡	III	水仓应封闭或设置护栏；应在危险部位设置安全警示标志；加强安全教育使人员提高安全意识 。制定排水制度及规程。
水灾、透水	突遇暴雨、涌水。	人员伤亡、设备损坏	II	对防排水设施定期维护； 施工过程中提前进行探放水。

（3）安全检查表法

表 3.3-14 防排水子单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
1	应调查核实矿区范围内的小矿井、老井、老采空区、现有生产矿井的积水区、含水层、岩溶带、地质构造等详细情况，并填绘矿区水文地质图。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.3.1 条	查清矿区及其附近地表水流系统和汇水面积、河流沟渠汇水情况，并结合矿区特点建立和健全防水、排水系统。	符合要求
2	矿山井下最低中段的主水泵房和变电所的进口应装设防水门，防水门压力等级不低于 0.1MPa。水仓与水泵房之间应隔开，隔墙、水仓与配水井之间的配水阀的压力等级应与防水门相同。 通往强含水带、积水区、有可能突然大量涌水区域的巷道和专用的截水、放水巷道应设置防水门。防水门压力等级应高于其承受的静压。 防水门应设置在岩石稳固的地点，由专	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.3.3 条	该项目水文地质条件简单。 可研报告设计水泵硐室联络道内设置防水门未明确放水门压力等级。	下阶段设计中需完善

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
	人管理，定期维修，确保可以随时启用。			
3	井下主要排水设备应包括工作水泵、备用水泵和检修水泵。只设 3 台水泵时，水泵型号应相同。 应设工作排水管路和备用排水管路。水泵出口应直接与工作排水管路和备用排水管路连接。任意一条排水管路检修时，其他排水管路应能完成正常排水任务。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.4.3、6.8.4.4 条	选用 3 台 MD200-100×6 型多级离心泵，设置工作排水管路和备用排水管路。	符合要求
4	井下最低中段的主水泵房出口不少于两个；一个通往中段巷道并装设防水门；另一个在水泵房地面 7m 以上与安全出口连通，或者直接通达上一水平。水泵房地面应至少高出水泵房入口处巷道底板 0.5m；潜没式泵房应设两个通往中段巷道的出口。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.4.2 条	水泵硐室与配电硐室毗邻，各有一个出口通往进风巷道，水泵硐室与 回风井通过管子斜道联通，作为第二安全出口，在联络巷道内安装防水门、栅栏门各一道，两个硐室中间设有防火隔墙，并设置防火门。	符合要求
5	主要水仓应由两个独立的巷道系统组成。最低中段水仓总容积应能容纳 4h 的正常涌水量；正常涌水量超过 2000m^3/h 时，应能容纳 2h 的正常涌水量，且不小于 8000m^3。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.8.4.1 条	可研报告中没有水仓行号设施和水仓总容积相关内容。	下一阶段设计中对水仓容积进行明确
7	在有突水可能性的工作面设置的救生圈、安全绳等救生设施。	安监总局[2015]第 75 号	可研报告中没有相关内容。	补充措施

（4）井下主排水系统能力复核

坑内 105m 标高以上正常涌水量 389m^3/d，最大涌水量为 4859m^3/d。采矿废水 2666.6 m^3/d，即正常排水量 3055.6 m^3/d，最大排水量为 7525.6m^3/d。在 105m 中段副井井底附近建主排水泵站，坑内涌水集中到 105m 中段水仓，由主排水泵站排至 618m 地表沉淀池，沉淀后供井下采矿用，溢流水处理后供选矿厂用。

设计地下开采Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ号矿带整体为一个开采系统，整体估算矿坑涌水量。因矿区地下水贫乏，采用崩落法采矿，地下开采矿坑涌水量主要来自

地表降雨入渗量。

设计频率暴雨迳流渗入量估算公式：

Qp=Hp・F・φmax　　Qz=8%・Qp

Qp—预测最大涌水量，m^3/d

Qz—预测正常涌水量，m^3/d

Hp—设计频率暴雨量，mm，根据《新疆水文手册》查询结果，取值为10mm。

F—崩落区面积，取 828892m^2。

φmax—设计频率暴雨迳流量渗入系数，取 0.30。

根据上述计算公式，通过与采矿专业的结合，估算 105m 标高以上矿坑正常涌水量为 389m^3/d，最大涌水量为 4859m^3/d。

①水泵能力复核

选用 3 台 MD200-100×6 型多级离心泵，正常涌水 1 用 1 备 1 检修，最大涌水 2 用 1 备。水泵流量 200 m^3/h，扬程 600m，电机功率 560kW，电压 10kV。

按照 20 小时排出坑内一昼夜的涌水量对井下主水泵能力进行复核。

正常涌水时：

20 小时工作水泵排水能力 200×1×20=4000m^3

井下一天需要排水量为 3055.6m^3

4000＞3055.6，正常涌水量，工作水泵能满足井下排水要求。

最大涌水时：

20 小时最大排水能力 200×2×20=8000m^3

井下一天需要排水量为 7525.6 m^3

8000＞7525.6，最大涌水时，水泵能满足井下排水要求。

②水泵扬程复核

按排水高度估算设备所需的扬程为：

H＝1.1×（655-105）=594m

所选水泵扬程 H=600m

600m＞594m，满足要求。

③水仓能力复核

可研报告没有给出水仓容积。下一阶段设计中按要求对井下水仓容积进行设计。

（5）单元评价小结

1）本单元存在的危险有害因素有：透水、机械伤害、触电和淹溺。

2）下一阶段设计中应完善的问题有：

①矿山井下最低中段的主水泵房和变电所的进口应装设防水门，防水门压力等级不低于 0.1MPa。水仓与水泵房之间应隔开，隔墙、水仓与配水井之间的配水阀的压力等级应与防水门相同。

防水门应设置在岩石稳固的地点，由专人管理，定期维修，确保可以随时启用。

②下一阶段设计中应对水仓进行详细设计，明确水仓断面尺寸、支护型式、容积等。

3.3.6.2 防灭火子单元

（1）预先危险性分析

表 3.3-15 防灭火子单元预先危险性分析

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	防 范 措 施
电气设备	不符合防火防爆的要求；电气设备安装使用维护不当；电气设备安装存在缺陷或运行时间短路、过载、接触不良、散热不良、漏电等导至过热；电热器具、电火花、电弧和照明灯具形成引燃源。	人员伤亡 财产损失	III	设计选择合理电气设备;严格按设计、规程进行安装，对电器定期检测;正确使用维护电气设备;备足消防灭火器材和消防设施。
危险物料	爆破材料的运输、保存、使用不当；木材、油料、电缆；外界火源；危	人员伤亡	III	易燃易爆材料要妥善保管、处理;尽量不在易燃易爆物品附

	险部位未设立警示标志；未采取有效的灭火措施。	财产损失		近点火；如必须动火应采取有效防火措施；在必要部位配备一定数量的灭火器材。

（2）安全检查表

表 3.3-16　防灭火子单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研情况及说明	检查结果
1	井下消防供水水池容积应不小于 200m³。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 6.9.1.5 条	井下消防用水贮存在新建 1000m³ 生产新水高位水池内。	符合要求
2	在下列地点或区域应配置灭火器：有人员和设备通行的主要进风巷道、进风井井口建筑、主要通风机房和压入式辅助通风机房、风硐及暖风道；人员提升竖井的马头门、井底车场；变压器室、变配电所、电机车库、维修硐室、破碎硐室、带式输送机驱动站等主要机电设备硐室、油库和加油站、爆破器材库、材料库、避灾硐室、休息或排班硐室等；内燃自行设备通行频繁的斜坡道和巷道，灭火器配置点间距不大于 300m。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.9.1.7 条	可研未明确灭火器配置要求。	下一阶段设计中需完善
3	无轨设备应符合下列规定：每台设备均应配备灭火装置。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.3.4.2 条	铲运机等内燃设备自备干粉灭火器。	符合要求

（3）单元评价小结

灭火系统存在的主要危险有害因素为危险物料火灾、爆炸，其危险等级为III级，应加以重视。采取合理的措施后，以上危险有害因素能控制在可接受范围内。

下一步设计阶段应明确：

在下列地点或区域应配置灭火器：有人员和设备通行的主要进风巷道、进风井井口建筑、主要通风机房和压入式辅助通风机房、风硐及暖风道；人员提升竖井的马头门、井底车场；变压器室、变配电所、电机车库、维修硐室、破碎硐室、带式输送机驱动站等主要机电设备硐室、油库和加油站、爆破器材库、材料库、避灾硐室、休息或排班硐室等；内燃自行设备通行频繁的斜坡道和巷道，灭火器配置点间距不大于300m。

3.3.7 安全避险“六大系统”单元

本章节依据《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ2031-2011）、《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》（AQ2032-2011）、《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T 2033-2023)、《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T 2034-2023)、《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T 2035-2023)和《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》（AQ2036-2011）对安全避险六大系统可研涉及的安全设施进行检查分析，见表3.3-17。

表3.3-17 安全避险“六大系统”单元安全检查表

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
一	监测监控系统	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011)		
1	监测监控系统 由主机、传输接口、传输线缆、分站、传感器等设备及管理软件组成的系统，具有信息采集、传输、存储、处理、显示、打印和声光报警功能，用于监测金属非金属地下矿山有毒有害气体浓度，以及风速、风压、温度、烟雾、通风机开停状态、地压等。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 3.1	在副井井口值班室内设视频监控系统1套，系统包括监控主机、大容量硬盘录像机、计算机及控制软件等。在井下主要采掘工作面和硐室、紧急避险硐室、各变配电所等重要生产和工作岗位均装设网络彩色摄像机并在监控室内对其视频信号、图像进行实时监控、录像，其中对重要部门设置予警信号。井下监控摄像机通过光缆或双绞线就近接入井下通信基站或交换机内，通过主干环网将视频信号送至平硐口值班室。	符合要求
2	主机应安装在地面，并双机备份，且应在矿山生产调度室设置显示终	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》	可研未明确监测监控系统主机配置要求。	下一步设计需完善

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	端。	(AQ2031-2011) 4.5		
3	主机和分站的备用电源应能保证连续工作 2h 以上。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 4.9	可研未明确监测监控系统备用电源配置要求。	下一步设计需完善
4	地下矿山应配置足够的便携式气体检测报警仪。便携式气体检测报警仪应能测量一氧化碳、氧气、二氧化氮浓度，并具有报警参数设置和声光报警功能。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 5.1	每班班长配备便携式气体检测报警仪，便携式气体检测报警仪应能测量一氧化碳、二氧化氮及氧气浓度，并具有声光报警功能	符合要求
5	一氧化碳报警浓度不应高于 24ppm，二氧化氮报警浓度不应高于 2.5ppm。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 5.4	一氧化碳传感器报警浓度应设定为 24ppm，二氧化氮报警浓度不高于 2.5ppm。	符合要求
6	井下总回风巷、各个生产中段和分段的回风巷应设置风速传感器。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 6.1	通风系统监测传感器设置于：在总回风巷道、 各生产中段和分段的回风巷道设置风速传感器测量正常生产时的风速、 风量、 风压， 检测信号传输至主机显示并报警。	符合要求
7	主要通风机应设置风压传感器，传感器的设置应符合 AQ2013.3 中主要通风机风压的测点布置要求。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 6.2	矿井主通风机房应设置风速和风压传感器，实现对全矿井总风量的动态监测。	符合要求
8	主要通风机、辅助通风机、局部通风机应安装开停传感器。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 6.5	主要通风机、辅助通风机、局部通风机安装开停传感器。	符合要求
9	提升人员的井口信号房、提升机房，以及井口、马头门（调车场）等人员进出场所，应设视频监控。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 7.1	可研未明确视频监控设置位置。	下一步设计需完善
10	紧急避险设施及井下爆破器材库、油库、中央变电所等主要硐室，应设视频监控。 安装在井下爆破器材库和油库的视频设备应具备防爆功能。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011) 7.2	可研未明确视频监控设置位置。	下一步设计需完善
二	人员定位系统	《金属非金属地下矿山人员定位		

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
		系统建设规范》(AQ2032-2011)		
1	井下最多同时作业人数不少于 30 人的金属非金属地下矿山应建立完善人员定位系统	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011) 4.1	人员定位运用 ZY912 矿井人员管理系统，该系统采用最先进的射频技术，结构先进、稳定可靠，便于安装与维护。且具备容量大、读卡速度快、识别卡携带方便、软件功能齐全、查询统计、考勤管理、人员管理等特点。运输巷道、采场等爆破震动范围以外的采用精确定位，爆破范围内的采用区域定位。在重要的巷道交叉口与分层水平联络道以及人员密集位置设置人员定位分站。	符合要求
2	人员出入井口和重点区域进出口等地点应安装分站（读卡器）。	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011) 4.7		
3	识别卡应专人专卡，并配备不少于经常下井人员总数 10%的备用卡。	《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》(AQ2032-2011) 4.10	下井人员每人配带一张标识卡。考虑 20%备用量。	符合要求
三	紧急避险系统	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T 2033-2023)		
1	金属非金属地下矿山应为入井人员配备额定防护时间不少于 30min 的自救器，并按入井总人数的 10%配备备用自救器。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T2033-2023) 4.5	可研未提及自救器配置要求。	下一步设计需完善
2	所有入井人员必须随身携带自救器。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T2033-2023) 4.6		
3	生产中段在地面最低安全出口以下垂直距离超过 500m 的矿山，宜在最低采矿生产中段设置普通型紧急避险设施；水文地质条件复杂或有透水风险的地下矿山，宜在最低采矿生产中段设置防水紧急避险设施。紧急避险设施宜优先选择避灾硐室。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T 2033-2023) 5.3	可研设计不设紧急避险系统	下一步设计需完善
4	紧急避险设施的设置应满足本中段最多同时作业人员避灾需要，单个避灾硐室的额定人数不	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》(KA/T2033-2023)		

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	大于 100 人。	5.4		
四	压风自救系统	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T2034-2023)		
1	压风自救系统的空气压缩机应安装在地面，并能在 10min 内启动。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T2034-2023) 4.3	设计采用压风自救系统与生产压风系统共用的方案，空压机站设在副井井口附近，选用 4 台 JN270-7-Ⅱ风冷式螺杆空压机（3 用 1 备）。压风自救系统与生产压气系统共用一套管路，但不同时使用。需要压风自救时，风动工具全部停止作业，开启压风自救系统。	符合要求
2	压风管道应采用钢质材料或其他具有同等强度的阻燃材料，并采取防腐蚀措施。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T2034-2023) 4.6	井下压风自救系统主供气管采用无缝钢管。	符合要求
3	压风管道敷设应牢固平直，并延伸到井下采掘作业场所、紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点等主要地点。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T2034-2023) 4.7	管路敷设要牢固平直，管路每隔 3m 吊挂固定一次，采用金属托管配合卡子固定。将压缩空气送至井下各用风点。并在主压风管道（地表）中应安装油水分离器保证了供风的质量，并延伸到井下采掘作业场所、紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点等主要地点。	符合要求
4	各主要生产中段和分段进风巷道的压风管路上设置的供气阀门，中段和分段间隔应不大于 200m。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T2034-2023) 4.8	可研明确：井下供风管道上需安装三通及阀门。三通及阀门的安设原则为：坑内各主要运输巷道每隔 200m 设压风自救器接头(DN20)。	符合要求
5	独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上应安设一组供气阀门，相邻两组供气阀门安设间距应不大于 200m。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T2034-2023) 4.9	三通及阀门的安设原则为：坑内各主要运输巷道每隔 200m 设压风自救器接头(DN20)。	符合要求
6	爆破时撤离人员集中地点的压风管道上应安设一组供气阀门。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(KA/T2034-2023) 4.10	可研明确：爆破时撤离人员集中地点的压风管道上应安设一组三通及阀门。	符合要求
五	供水施救系统	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T2035-2023)		
1	生产用水不符合生活饮用水要求时，供水施救	《金属非金属地下矿山供水施救	可研设计井下供水施救系统与生产用水系统共用一套管网，由地表高位	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	系统中还应建设辅助水池用于储备生活饮用水，容量应不小于20m³。辅助水池应采取封闭保护措施，防止异物污染，每年应对辅助水池进行一次全面清洗、消毒，并对水质进行检验。	系统建设规范》(KA/T2035-2023) 4.5	水池（新水） 和沉淀池接供水主管（ф 219× 8， 沿副井敷设至各中段马头门， 接供水干管（ф 159×4.5） 至各穿脉口， 再接供水支管（ф 89× 4.5） 至采场天井。供水施救系统主要由清洁水源、供水管网、三通、阀门、过滤装置及监测供水管网系统等组成。	
2	供水施救系统管道应采用钢管材料或其他同等强度的阻燃材料，并采取防腐蚀措施。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T2035-2023) 4.6		
3	各主要生产中段和分段进风巷道的供水管道上安设的供水阀门，中段和分段间隔应不大于200m。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T2035-2023) 4.8	坑内各主要运输巷道每隔 200m 设供水施救器接头(DN20)， 各主要运输巷道及斜坡道每隔 100m 设消防供水接头(DN100)， 配消火栓。	符合要求
4	独头掘进巷道距掘进工作面不大于100m处的供水管道上应安设一组供水阀门，相邻两组供水阀门安设间距应不大于200m。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T2035-2023) 4.9	坑内各主要运输巷道每隔 200m 设供水施救器接头(DN20)， 各主要运输巷道及斜坡道每隔 100m 设消防供水接头(DN100)， 配消火栓。	符合要求
5	爆破时撤离人员集中地点的供水管道上应安设一组供水阀门。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(KA/T2035-2023) 4.10	爆破时撤离人员集中地点的供水管道上应至少安设一组三通及阀门。	符合要求
六	通信联络系统	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011)		
1	金属非金属地下矿山应根据安全避险的实际需要，建设完善有线通信联络系统；宜建设无线通信联络系统，作为有线通信联络系统的补充。	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011) 4.1	有线通信联络系统由控制中心、终端、线缆等组成。本设计主要针对有线通信系统，地面井下共用一个控制中心，总机设在矿本部。	符合要求
2	安装通信联络终端设备的地点应包括：井底车场、马头门、井下运输调度室、主要机电硐室、井下变电所、井下各中段采区、主要泵房、主要通风机房、井下紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点、提升机	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011) 4.4	矿山设计有完善的井下通信联络系统，地面调度室至盲竖井提升机房、井下各中段、马头门、装卸矿点、井下车场、主要机电硐室、井下变电所、水泵房、通风机房等地点，均设有可靠的通信联络系统。	符合要求

序号	检查项目	检查依据	可研设计情况说明	检查结果
	房、井下爆破器材库、装卸矿点等。			
3	通信线缆应分设两条，从不同的井筒进入井下配线设备，其中任何一条通信线缆发生故障时，另外一条线缆的容量应能担负井下各通信终端的通信能力。	《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011) 4.5	通信线缆应从不同的井筒进入井下配线设备，其中任一条通信线缆故障时，另外一条线缆应能承担井下各终端的通信。	符合要求

针对可研报告设计内容设置了安全检查项，通过上述检查表分析可知，可研报告对安全避险“六大系统”相关内容进行了设计，但下一阶段设计中尚需补充完善，补充的对策措施详见本报告第四章。

3.4 排土场单元

3.4.1 危险、有害因素辨识与分析

排土场存在的主要危险、有害因素有：

（1）排土场因设计、施工、管理、气象和地震等因素影响，可能发生滑坡、泥石流；

（2）若在建设初期，排土场工程地质勘察及规划设计等涉及到排土场建设质量的许多重要方面被忽视，排土场在投用前对其底部的软弱层不清楚或者不清理或者清理不彻底，将会给排土场滑坡埋下隐患；

（3）在排土场排弃作业过程中，可能发生大块废石沿坡面滚下造成滚石伤人；

（4）排土场的设置不能满足废石的排弃要求，或堆排高度过大、边坡角过陡，或防排水设施不合理，排土场的整体稳定性及边坡稳定性差，在山洪冲刷等外部条件影响下，容易引起滑坡、坍塌并形成泥石流，对下游环境造成污染及灾害；

（5）弃排过程中管理不善，随意排放或高坡陡坡排放，也会发生矿车翻车、人员坠落、滚石伤人的事故；

（6）车辆运输、卸载过程中可能发生车辆伤害事故；

（7）边坡作业过程中可能发生高处坠落事故。

3.4.2 预先危险性分析（PHA）

表 3.4-1　排土场预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	形成事故原因	事故模式	事故后果	危险等级	对策措施
滑坡、泥石流	1.暴雨； 2.超高堆放； 3.地震。	1.设计缺陷，选址不当、边坡坡度过陡、排水设施不满足排水要求等； 2.施工质量不合格； 3.排水设施损坏； 4.将岩、土分层交替堆置； 5.安全管理责任制、安全作业规程等的欠缺。	滑坡、泥石流	人员伤亡、设施破坏、设备损坏	Ⅱ-Ⅲ	1.委托有资质的设计单位设计； 2.委托有资质施工单位施工； 3.严格按照设计施工； 4.加强管理，定期进行隐患排查。
滚石	卸车时未观察周围情况。	1.人员进入卸载平台下方危险区域； 2.安全平台宽度不足； 3.无防滚石措施。	岩石滚落伤人	人员伤亡	Ⅱ	1.设置安全警示标志，不得进入危险区域； 2.留有足够的安全平台宽度； 3.设置防滚石挡墙。
车辆伤害	1.驾驶员粗心大意、精力不集中、超速行驶； 2.卸车时违规作业，靠近边坡眉线； 3.刹车失灵； 4.指挥人员指挥失误。	1.管理不善、车流混乱行驶； 2.无关人员进入作业场地； 3.卸载平台无车挡或车挡失效； 4.无证驾驶； 5.酒后驾驶、疲劳驾驶。	车辆撞到人员、设备等	人员伤亡、设备损坏	Ⅱ	1.加强安全教育和管理，严禁酒后驾驶； 2.设置安全警示标志； 3.卸载平台按要求设置安全车挡； 4.定期对车辆进行检查和保养； 5.无关人员不得入场。
高处坠落	1.作业人员粗心大意，踩滑、踏空或被拌倒； 2.松散边坡垮塌导致人员坠落。	1.无安全护栏； 2.边坡松散不稳； 3.人员靠近边坡眉线。	人员坠落	人员伤亡	Ⅱ	1.生产过程中加强管理，无关人员不得进入排土场； 2.作业人员不得靠近眉线； 3.设置安全警示标志； 4.加强边坡检查，排出松散边坡。

3.4.3 排土场安全检查表

依据《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）、《金属非金属矿山排土场安全生产规则》（AQ2005-2005）对排土场进行检查分析，见表 3.4-2。

表 3.4-2 排土场安全检查表

序号	检查内容	检查依据	可研设计情况	检查结论
1	排土场不应受洪水威胁或者由于上游汇水造成滑坡、塌方、泥石流等灾害。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.1.1.1 条	排土场不受洪水威胁或者由于上游汇水造成滑坡、塌方、泥石流等灾害。	符合要求
2	排土场设计应与矿山总体规划一致，应利用地形、地质等自然条件，并应使排土场作业安全，排土运输顺畅、短捷。	《有色金属工业总图规划及运输设计标准》GB 50544-2022 9.2.1	排土场设计与矿山总体规划一致。	符合要求
3	排土场设计应进行专项工程地质、水文地质勘察工作。	《有色金属工业总图规划及运输设计标准》GB 50544-2022 9.2.3	排土场未进行专项工程地质、水文地质勘察工作。	下一阶段设计中需完善
4	排土场设计应进行整体稳定性分析和评价。	《有色金属工业总图规划及运输设计标准》GB 50544-2022 9.2.4	可研未进行排土场整体稳定性分析和评价。	下一阶段设计中需完善
5	排土场设计应设置防洪排水设施。	《有色金属工业总图规划及运输设计标准》GB 50544-2022 9.2.5 《有色金属矿山排土场设计标准》GB 50421-2018 3.4.1	可研设计排土场每个平台内侧均设置排水沟。2#排土场最终境界线坡脚 20m 处设置 2#格宾石笼挡墙。	符合要求
6	排土场防洪设施设计洪水频率，一级排土场洪水重现期不应小于 50 年，三四级排土场洪水重现期不应小于 20 年。	《有色金属矿山排土场设计标准》GB 50421-2018 3.4.2	可研未明确排土场设计防洪标准。	下一阶段设计中需完善
7	严禁将水源保护区、江河、湖泊作为排土场，严禁侵占名胜古迹、自然保护区。	《有色金属矿山排土场设计标准》GB 50421-2018 4.2.1	排土场选址不在上述区域。	符合要求
8	排土场不应给采矿场、工业场地、居民区、铁路、公路和其他设施造成安全隐患。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.1.1.2 条	1#排土场位于Ⅱ号露天采场西南侧，Ⅱ号露天采场西侧排土场平平台 645m 坡脚线前移 33m 处设置 1#拦渣挡墙，排土场未给采矿场和工业场地等造成安全隐患。	符合要求
9	排土场不应影响露天矿山边坡稳定，不应产生滚石、滑塌等危害。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.1.1.3 条	1#排土场位于Ⅱ号露天采场西南侧，Ⅱ号露天采场西侧排土场平平台 645m 坡脚线前移 33m 处设置 1#拦渣挡墙，不会影响露天矿山边坡	符合要求

			稳定。	
10	排土场应设拦挡设施，堆置高度大于 120m 的沟谷型排土场应在底部设置挡石坝。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.1.1.5 条	排土场属平地型排土场。	符合要求
11	排土作业区应符合下列要求： ——有良好的照明； ——配备通信工具； ——设置醒目的安全警示标志。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.5.2.3 条	可研未明确。	下一阶段设计中需完善
12	有夜间排土作业的排土场必须设照明系统。	《有色金属矿山排土场设计标准》GB 50421-2018 5.0.9	可研未提及排土场设置照明。	下一阶段设计中需完善
13	汽车卸载的排土场卸载边缘应设置安全车挡，车挡高度不应小于轮胎直径的 1/2，车挡顶部和底部宽度应分别不小于轮胎直径的 1/4 和 4/3。	《有色金属矿山排土场设计标准》GB 50421-2018 5.0.10	安全车挡高度不应小于轮胎直径的 1/2，车挡顶部和底部宽度分别不应小于轮胎直径的 1/4 和 4/3 倍。	符合要求
14	汽车排土应遵守下列规定： ——排土平台应平整，排土线应整体均衡推进； ——在排土卸载平台边缘设置安全车挡，车挡高度不小于车轮轮胎直径的 1/2，顶宽不小于车轮轮胎直径的 1/4，底宽不小于车轮轮胎直径的 3/4； ——由经过培训考核合格的人员指挥； ——汽车与排土工作面距离小于 200m 时，车速不大于 16km/h；与坡顶线距离小于 50m 时，车速不大于 8km/h； ——重车卸载时的倒车速度不大于 5km/h； ——能见度小于 30m 时停止排土作业。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.5.2.4 条	卸载平台安全车挡高度不应小于轮胎直径的 1/2，车挡顶部和底部宽度分别不应小于轮胎直径的 1/4 和 4/3 倍。其余可研未明确。	下一阶段设计中需完善
15	矿山企业应建立排土场边坡稳定监测制度，边坡高度超过 200m 的，应设边坡稳定监测系统，防止发生泥石流和滑坡。	《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 第 5.5.3.2 条	1#排土场堆置高度 120m，2#排土场堆置高度 124.2m，企业建立有排土场边坡稳定监测检查制度。	符合要求
16	排土场的阶段高度、总堆置高度、安全平台宽度、总边坡角、相邻阶段同时作业的超前堆置高度等参数，应满足安全生产的要求在设计中明确规定。	《金属非金属矿山排土场安全生产规则》AQ2005-2005 第 5.6 条	可研明确了排土场阶段高度、总堆置高度、安全平台宽度、总边坡角、相邻阶段同时作业的超前堆置高度等参数。	符合要求

3.4.4 单元小结

可研中已对排土场的选址、排土放方式、堆置总高度、台阶高度、安全平台宽度、总边坡角、排水设施等进行了说明，总体符合《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）、《金属非金属矿山排土场安全生产规则》（AQ2005-2005）等规范的相关要求。

本单元应注意以下问题：

（1）下一步设计前应委托勘察机构对排土场选址进行专项工程地质、水文地质勘察工作。

（2）建议下一步设计前企业委托专业机构开展排土场稳定性研究，设计阶段设计单位进一步优化排土场边坡角度并校核排土场边坡的稳定性。

（3）下一步设计应明确排土场设计防洪标准，排土场洪水重现期不应小于 50 年。

（4）下一步设计阶段应对排土作业区照明、通信工具和安全警示标志进行细化说明。

（5）应对汽车排土作业安全事项进行说明。

（6）排土场调度或现场指挥车辆人员应考虑防寒措施，如设防冻铁皮房等。

（7）建议下一阶段设计对排土场排水沟泄流能力进行复核，日常作业期间注意对截洪沟的保养维护。

（8）下一步设计阶段应对排土场监测系统进行详细设计。

3.5 安全管理单元

表 3.5-1 安全管理状况检查

检查项目	检查依据及要求	检查情况	结论
规章制度与操作规程	1.矿山企业要建立健全以法定代表人负责制为核心的各级安全生产责任制。在此基础上，要健全完善安全目标管理、安全例会、安全检查、安全教育培训、生产技术管理、机电设备管理、劳动管	建立健全了以法定代表人负责制为核心的各级安全生产责任制。在此基础上，建立了包含要求的各项安全管理制度。建立了安全技术规程、操作规程等。	符合要求

检查项目	检查依据及要求	检查情况	结论
	理、安全费用提取与使用、重大危险源监控、安全生产隐患排查治理、安全技术措施审批、劳动防护用品管理、职业危害预防、生产安全事故报告和应急管理、安全生产奖惩、安全生产档案管理等制度，以及各类安全技术规程、操作规程等。		
安全管理机构及人员	矿山企业主要负责人应依法接受安全培训和考核，并取得合格证。	矿山主要负责人经哈密市应急管理局培训合格，取得资格证书。	符合要求
	安全生产管理机构应配备足够的专职安全生产管理人员。专职安全生产管理人员应从事矿山工作 5 年以上、具有相应的矿山安全生产专业知识和工作经验并熟悉本矿山生产系统。专职安全生产管理人员应依法接受培训，并取得合格证。	成立了专职安全管理机构-安全管理部，专职负责安全生产管理事务，任命了 6 名专职安全管理人员。	符合要求
教育培训	2.矿山企业应对职工进行安全生产教育和培训，未经安全生产教育和培训合格的不应上岗作业。	企业对职工进行安全生产教育和培训，未经安全生产教育和培训合格的不许上岗作业。	符合要求
	3. 新进露天矿山的生产作业人员应接受不少于 72h 的安全培训，经考试合格后上岗。	新进矿山的作业人员，接受不少于 72h 的安全教育，经考试合格后，方可上岗作业。	符合要求
	4.调换工种的人员，应进行新岗位安全操作的培训。	调换工种的人员，进行了新岗位安全操作的培训。	符合要求
个体防护	5.矿山企业必须为从业人员提供符合国家标准或者行业标准的劳动防护用品，并监督、教育从业人员按照使用规则佩戴、使用。	企业为从业人员提供了符合国家标准或者行业标准的劳动防护用品。	符合要求
工伤保险	6.矿山企业应为从业人员办理工伤保险，因特殊情况不能办理工伤保险的，可以办理安全生产责任保险或者雇主责任保险。	为从业人员办理了工伤保险。	符合要求
应急预案	7.矿山企业应根据存在风险的种类、事故类型和重大危险源的情况制定综合应急预案和相应的专项应急预案，风险性较大的重点岗位应制定现场处置方案。应急预案应经过评审，并按照隶属关系向当地县级以上安全生产监督管理部门备案。	根据存在风险的种类、事故类型的情况制定综合应急预案和相应的专项应急预案。	符合要求

检查项目	检查依据及要求	检查情况	结论
	8.矿山企业应建立由专职或兼职人员组成的事故应急救援组织，配备必要的应急救援器材和设备。生产规模较小不必建立事故应急救援组织的，应指定兼职的应急救援人员，并与临近的事故救援组织签订救援协议。	建立了由专职及兼职人员组成的矿山救护队，配备了必要的应急救援器材和设备。	符合要求
	9.矿山企业应制定应急预案演练计划，每年至少组织一次综合应急预案演练或者专项应急预案演练，每半年至少组织一次现场处置方案演练。	制定应急预案演练计划，每年组织一次综合应急预案演练或者专项应急预案演练，每半年至少组织一次现场处置方案演练。	符合要求
其他	10.严格落实职业健康监护工作。用人单位应当依法组织所有接触职业危害的劳动者进行上岗前、在岗期间和离岗时的职业健康检查，建立劳动者职业健康监护档案。	组织所有接触职业危害的劳动者进行上岗前、在岗期间和离岗时的职业健康检查，建立劳动者职业健康监护档案。	符合要求
	11.特种从业人员经有关业务主管部门考核合格，取得特种作业操作资格证书。	特种作业人员全部进行了培训或复审，上岗前均取得了特种作业操作资格证书。	符合要求

本矿开采多年，已有较为完善的安全管理制度和管理机构。

3.6 重大危险源辨识单元

依据《民用爆炸物品重大危险源辨识》（WJ/T9093-2018）对该项目的起爆器材炸药进行重大危险源辨识，设计井下设爆破器材发放站，发放站存放的炸药不超过 0.5t，雷管不超过 1000 发，炸药类型为乳化炸药，临界量为 10t，该项目不构成重大危险源。

4.安全对策措施及建议

可研报告中已有的安全对策措施详见可研报告。本章针对该项目特点，依据国家的相关安全标准、规范，补充了以下安全对策措施：

4.1 总平面布置

（1）下一步设计阶段应明确Ⅱ号矿体基建剥岩界限，核实开采设计标高和采矿许可证标高。

（2）最终边坡边界应设置可靠的围栏或醒目的警示标志，防止无关人员误入。边界上 2m 范围内，可能危及人员安全的树木及其它植物、不稳固材料和岩石等，应予清除。边界上覆盖的松散岩土层厚度超过 2m 时，其倾角应小于自然安息角。

（3）地上建（构） 筑物应布置在地下开采地表塌陷区和错动区界限外，地下开采地表塌陷区和错动区界限与地上建（构） 筑物的安全距离应符合《有色金属工业总图规划及运输设计标准》（GB 50544-2022）规定，且各种建（构）筑物不应受到滚石的危害。

（4）下一步设计阶段应明确露天与地下开采的衔接时间、方式，地下开采基建期对露天的影响及安全措施。

（5）下一步设计阶段应明确地表截排水设施的具体修筑时间、断面尺寸及结构参数等。

（6）下一步设计前应进行详细的工程地质勘察，明确工程地质条件。

（7）1#临时堆场容积为 $701.47\times10^4m^3$，2#临时堆场容积为 $754\times10^4m^3$，临时堆场应按照排土场进行设计，建设前应进行专项工程地质、水文地质勘察工作，如不具备工程勘察条件，可参考邻近排土场工程勘察报告相关资料，并按照排土场稳定性要求处理地基。

4.2 露天开采部分

4.2.1 开拓运输系统

（1）下一阶段设计应明确若局部地段因条件限制不能满足规范要求时，应采取限速、设挡墙、加宽路面等措施。

（2）下一阶段设计中需说明主要运输道路的急弯、陡坡、危险地段应设置警示标志。

（3）下一阶段设计中需补充：运输道路的高陡路基路段，或者弯道、坡度较大的填方地段，远离山体一侧应设置高度不小于车轮轮胎直径 1/2 的护栏、挡车墙等安全设施及醒目的警示标志。

4.2.2 采剥单元

（1）露天开采时，应对不稳定边坡、局部风化严重坡度较大的区域采取削坡或加固措施，防范局部滑坡和滚石，同时对采场边坡进行监测，加强监测系统的日常管理和维护。

（2）针对现状露天采坑加固边坡，建议补充表面位移、裂缝宽度、深部位移等监测措施进行在线监测，定期进行边坡巡检，加强在线监测数据分析，根据监测数据进行边坡稳定性动态评估。

（3）项目基建和开采过程中，如开采过程中出现工程地质条件变化情况，矿山应委托有相应资质的研究单位进行系统的边坡稳定性研究工作，并以边坡稳定性研究报告及推荐的边坡角作为依据，对设计确定的最终边坡角进行修正，以确保安全生产。

（4）下一阶段设计需明确：露天坑入口和露天坑周围易于发生危险的区域应设置围栏和警示标志，防止无关人员进入。

（5）下一阶段设计需明确：边坡浮石清除完毕之前不应在边坡底部作业；人员和设备不应在边坡底部停留。

（6）下一阶段设计需补充矿山应建立健全边坡安全管理和检查制度；

针对暴雨对边坡稳定性的影响较大，下一阶段设计应明确暴雨和强降雨后边坡检查的相关要求。矿山每 5 年至少进行一次边坡稳定性分析，当开采过程中边坡高度超过 100m 后，应当每年进行一次边坡稳定性分析。

（7）下阶段应对检查频次进行明确，露天采场工作边坡应每季度检查不少于 1 次，运输或者行人的非工作边坡每半年检查不少于 1 次；边坡出现滑坡或者坍塌迹象时，应立即停止受影响区域的生产作业，撤出相关人员和设备，并采取相应的安全措施；下阶段设计应按照《金属非金属露天矿山高陡边坡安全监测技术规范》对露天采场边坡的在线监测设施进行详细设计，对承受水压的边坡应进行水压监测。

（8）下一阶段设计需对采场照明进行详细设计，保障采场照明满足规范要求。

（9）矿山边坡工程安全等级为Ⅰ级，下一步设计阶段应根据《国家矿山安全监察局关于开展露天矿山边坡监测系统建设及联网工作的通知》（矿安〔2023〕119 号）、《金属非金属露天矿山高陡边坡安全监测技术规范》（KA/T 2063-2018）、《非煤露天矿边坡工程技术规范》（GB 51016-2014）有关规定，细化边坡监测系统设置情况，明确边坡安全监测应测项为表面位移监测（地表水平位移和垂直位移、裂缝、错位、边坡深部变形、支护结构变形）、边坡应力监测（边坡应力、支护结构应力）、爆破振动监测、地下水位监测、地表水监测、降雨量监测、视频监控等。

（10）矿山建成投产后，应成立专门的边坡维护队伍，建立边坡管理和检查制度，建立有效的边坡监测系统。根据最终边坡的稳定类型、分区特点、顺逆层关系等确定各区监测级别。对边坡进行定点定期观测，包括坡体表面和内部位移观测、地下水位动态观测、爆破震动观测等。技术管理部门及时整理边坡观测资料，对存在不稳定因素的最终边坡长期监测，发现问题及时处理，以确保矿区生产期的边坡安全。

（11）应选派技术人员或有经验的工人专门负责边坡的管理工作，及时消除事故隐患。尤其在暴雨季节应加强对边坡、采场的检查，发现边坡有塌方、滑坡等危险征兆时，有权制止采剥作业，撤出人员和设备，并向负责人报告。

（12）在实际开采过程中，应控制边坡倾角，防止雨季或大暴雨时对边坡的冲刷和渗透，影响岩层面的结构合力，从而造成崩塌和滑坡现象；不得在顺向坡矿体底板切坡，保持底板的完整性，局部不得不切坡处，应视其需要采取适当的加固处理（如挡墙）；对软弱边坡、坚硬岩层边坡上的破碎、岩块松动错开部位，应进行水泥护面、洞隙灌浆予以加固，必要时应削坡；开采至终了边坡 20～30m 时，爆破应采用预裂爆破，以保证边坡的完整，减少人为破坏。

（13）在生产的中后期，由于台阶大量靠帮，所形成的采场固定帮高度较大，暴露的时间也较长，易发生单台阶或 1～2 个台阶局部滑坡，矿山应及时对边坡稳定性进行专项研究，以确保矿山能长期安全生产；

（14）作好采场的防洪工作，保障台阶边坡的排水畅通，修筑排水沟、砌筑管涵，及时疏通排水沟，避免水流直接冲刷边坡。

（15）在雨后、霜冻季节要加强对边坡的安全检查和隐患处理。

（16）在靠近最终帮时，采用小孔径的炮孔，降低炮孔装药量，采取逐孔起爆技术，将最大同段药量降到最低。

（17）每次爆破作业严格按照要求设置爆破警戒范围，无关人员及设备撤出至安全地点，并在主要通道口设置岗警戒禁止无关人员进入，并严格控制单段最大装药量，确保爆破作业安全。

（18）矿岩爆破作业后应先清除边坡上的孤石、浮石，待清除完成后方可进入采场进行下一步作业。

（19）下一阶段设计应明确自卸汽车装载应遵守如下规定：

—停在铲装设备回转范围 0.5m 以外；

—驾驶员不离开驾驶室，不将身体任何部位伸出驾驶室外；

—不在装载时检查、维护车辆。

（20）下一阶段设计应明确铲装设备工作应遵守下列规定：

—悬臂和铲斗及工作面附近不应有人员停留；

—铲斗不应从车辆驾驶室上方通过；

—人员不应在司机室踏板上或有落石危险的地方停留；

—不应调整电铲起重臂。

（21）下一阶段设计需完善：铲装时铲斗不应压、碰运输设备；铲斗卸载时，铲斗下沿与运输设备上沿高差不大于 0.5m；不应用铲斗处理车箱粘结物。

（22）下一阶段设计需完善：发现悬浮岩块或崩塌征兆时，应立即停止铲装作业，并将设备转移至安全地带。

（23）下一阶段设计需补充铲装设备行走应遵守下列规定：

—应在作业平台的稳定范围内行走；

—上、下坡时铲斗应下放并与地面保持适当距离。

4.2.3 防排水

（1）本项目前期属于大型露天矿山，应建立水文地质资料档案。

（2）下一阶段设计中需对采场边坡台阶排水沟进行详细设计，并对各排水沟的防排水能力进行核算。

（3）下一阶段设计中，应明确封闭圈截排水沟参数，并进行防排水能力校核。

（4）下一阶段设计中需对防洪标准进行明确。

4.2.4 矿山供配电设施

（1）下一步设计阶段应明确露天开采期间夜间照明设施设置情况。

（2）建议下一设计阶段对采场主接地极和采矿场的架空供电线路防雷

接地的设置进行设计说明。

4.3 地下开采部分

由于该矿山为前期露天开采，后期转地下开采，露天开采服务年限为 8 年，如露天开采与地下开采衔接、转换期间外部条件发生重大变化，如：国家法律法规标准等有重大调整、露天开采期间工程地质条件、水文地质条件发生重大变化、揭露新的不良地质构造等，企业应重新进行露天转地下开采的危险有害因素识别、分析，采取可靠的安全措施。

4.3.1 开拓单元

（1）下一步设计阶段应明确矿井、生产水平或中段、破碎站的安全出口设置情况，作为主要安全出口的罐笼提升井，应装备 2 套相互独立的提升系统，或装备 1 套提升系统并设置梯子间。

（2）下一步设计阶段应明确作为安全出口的竖井设置情况，作为应急安全出口的竖井应设应急提升设施或者梯子间。

（3）下一步设计阶段应对有轨运输巷道、斜坡道、无轨运输巷道、行人的斜井的人行通道进行详细设计。

（4）行人的有轨运输巷道应设高度不小于 1.9m 的人行道，人行道宽度不小于 0.8m；机车、车辆高度超过 1.7m 时，人行道宽度不小于 1.0m。

调车场、人员乘车场、井底车场矿车摘挂钩处两侧应各设一条人行道，有效净高不小于 1.9m，人行道宽度不小于 1.0m。

（5）行人的斜坡道应按下列要求设置人行道或躲避硐室：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m；躲避硐室的高度不小于 1.9m，深度和宽度均不小于 1.0m。

（6）行人的无轨运输巷道应按下列要求设置人行道：人行道的高度不小于 1.9m，宽度不小于 1.2m。

（7）行人的提升斜井应设人行道；提升容器运行通道与人行道之间未

设坚固的隔离设施的，提升时不应有人员通行。

提升斜井的人行道应符合下列要求：

宽度不小于 1.0m；高度不小于 1.9m；斜井倾角为 10°～15°时，设人行踏步；15°～35°时，设踏步及扶手；大于 35°时，设梯子和扶手。

（8）在水平巷道、斜井和斜坡道中，运输设备之间、运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙，应符合下列规定：有轨运输不小于 0.3m；无轨运输不小于 0.6m。

（9）下一步设计阶段应对罐笼竖井提升的安全联锁设施进行详细设计。

（10）人行巷道水沟应设置盖板。

（11）主溜井应设置安全检查通道。

（12）开拓过程中加强井下不良地质构造、破碎带的勘探工作，尽量避免井下工程布置在破碎带中，无法避开时，应立即停工，并进行技术论证，采取相关加固措施，确保巷道围岩稳定。

（13）井巷施工要有施工设计、施工前应组织施工人员学习施工组织设计，进行技术交底。采用钻爆法开凿对穿巷道时，应有准确的实测图。当 2 个巷道接近时，应停止一头作业，其间距应按国家现行安全规程的规定执行。

（14）在不稳固的岩层中掘进井巷，应进行支护。需要支护的井巷，支护与工作面间的距离，应在施工设计（或安全作业规程）中规定；中途停止掘进时，支护应及时跟进工作面。

（15）应建立顶板分级管理制度。对顶板不稳固的采场，应有监控手段和处理措施。

（16）掘进和回采过程中要加强工作面的监测和管理，及时检撬松动危石，对于顶板不稳固的地方，采用金属锚杆、锚网、锚喷等支护形式加固顶板。

4.3.2 提升运输

（1）下一步设计阶段应对提升竖井过卷高度、过卷段终端过卷挡梁或缓冲装置进行明确说明。

（2）采用无轨设备运输应遵守下列规定：应采用地下矿山专用无轨设备；行驶速度不超过 25km/h；通过斜坡道运输人员时，应采用井下专用运人车，每辆车乘员数量不超过 25 人；油料运输车辆在井下的行驶速度不超过 15km/h，与其他同向运行车辆距离不小于 100m；自动化作业采区应设置门禁系统；按照设备要求定期进行检查和维护保养。

4.3.3 采掘

（1）上下两个分段同时回采时，上分段应超前于下分段，超前距离应使上分段位于下分段回采工作面的错动范围之外，且不小于 20m。

（2）回采工作面的上方应有大于分段高度的覆盖岩层，以保证回采工作的安全；上盘不能自行冒落或冒落的岩石量达不到规定厚度时应及时进行强制放顶。

（3）构建全矿岩石力学数据库及应力环境模型构建全矿岩石力学数据库，建立全矿应力环境模型应力测量数据包含矿山现有主要标高的应力数据，为井巷工程稳定性分析提供支撑。

（4）建立地压监测预警系统针对矿山主要开采中段，建立地压监测预警系统，实时获取围岩变形数据。

（5）应建立顶板分级管理制度。对顶板不稳固的采场，应有监控手段和处理措施。对矿山井巷工程和回采工作面应有专人进行定期巡视检查，发现松动的危石应及时处理，稳定性不好的地段应加强支护。

（6）采矿工作面爆破后，必须事先处理顶板和两帮的浮石，确认安全后方准进行回采作业，禁止在同一采场同时进行凿岩和处理浮石。作业中发现冒顶预兆，应停止作业进行处理，发现大面积冒顶危险征兆，应立即通知作业人员撤离现场，并及时上报。

（7）下一步设计阶段应对露天转地下开采前的覆盖层厚度进行论证，并明确露天坑闭坑后在露天坑底铺设 35m 厚覆盖层的废石来源及采取的安全措施。

（8）下一步设计阶段应对露天转地下开采期间，露天爆破对地下工程稳定性影响、井巷爆破对露天边坡稳定影响进行论证，并对露天转地下的防治水措施进行明确。

4.3.4 通风系统

（1）可研设计新鲜风流由胶带斜井口进入，下一步设计阶段胶带斜井应采取有效的净化措施，保证空气质量。

（2）风机进风口应设置安全护栏和防护网。

（3）为防止风量分配不合理，应对风量定期进行检测，并及时对风量进行调整。

（4）应根据生产变化，及时调整矿井通风系统，并绘制全矿通风系统图。通风系统图应标明风流的方向和风量、所有风机和通风构筑物的位置等。

（5）每年应当对通风系统进行一次检测，并根据检测结果及时调整完善通风系统。

4.3.5 矿山供配电设施

（1）地下开采期间采矿工业场地新建采矿 10kV 变配电所主变压器型号、容量等参数。

（2）无爆炸危险环境矿井，宜采用矿用一般型电气设备。

（3）下一步设计阶段应对新建采矿 10kV 变配电所引自沙尔湖 110kV 总降变电站的电缆供电能力进行复核。

（4）二级斜井胶带供电电缆应选用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆。

4.3.6 防排水与防灭火

（2）矿山井下最低中段的主水泵房和变电所的进口应装设防水门，防水门压力等级不低于 0.1MPa。水仓与水泵房之间应隔开，隔墙、水仓与配水井之间的配水阀的压力等级应与防水门相同。

防水门应设置在岩石稳固的地点，由专人管理，定期维修，确保可以随时启用。

（2）下一阶段设计中应对水仓井下详细设计，明确水仓断面尺寸、支护型式、容积等。

（3）在下列地点或区域应配置灭火器：有人员和设备通行的主要进风巷道、进风井井口建筑、主要通风机房和压入式辅助通风机房、风硐及暖风道；人员提升竖井的马头门、井底车场；变压器室、变配电所、电机车库、维修硐室、破碎硐室、带式输送机驱动站等主要机电设备硐室、油库和加油站、爆破器材库、材料库、避灾硐室、休息或排班硐室等；内燃自行设备通行频繁的斜坡道和巷道，灭火器配置点间距不大于 300m。

4.3.7 安全避险“六大系统”

（1）下一阶段设计中补充说明监测监控系统主机配置要求，主机应安装在地面，并双机备份，且应在矿山生产调度室设置显示终端；主机和分站的备用电源应能保证连续工作 2h 以上。

（2）下一步设计阶段应明确视频监控安装位置，提升人员的井口信号房、提升机房，以及井口、马头门（调车场）等人员进出场所，应设视频监控。紧急避险设施及井下爆破器材库、油库、中央变电所等主要硐室，应设视频监控。安装在井下爆破器材库和油库的视频设备应具备防爆功能。

（3）下一阶段设计中补充说明自救器配置要求，金属非金属地下矿山应为入井人员配备额定防护时间不少于 30min 的自救器，并按入井总人数的 10%配备备用自救器。所有入井人员必须随身携带自救器。

4.4 排土场

（1）下一步设计前应委托勘察机构对排土场选址进行专项工程地质、水文地质勘察工作。

（2）建议下一步设计前企业委托专业机构开展排土场稳定性研究，设计阶段设计单位进一步优化排土场边坡角度并校核排土场边坡的稳定性。

（3）下一步设计应明确排土场设计防洪标准，排土场洪水重现期不应小于 50 年。

（4）下一步设计阶段应对排土作业区照明、通信工具和安全警示标志进行细化说明。

（5）应对汽车排土作业安全事项进行说明。

（6）排土场调度或现场指挥车辆人员应考虑防寒措施，如设防冻铁皮房等。

（7）建议下一阶段设计对排土场排水沟泄流能力进行复核，日常作业期间注意对截洪沟的保养维护。

（8）下一步设计阶段应对排土场监测系统进行详细设计。

4.5 安全管理及其它对策措施

（1）建议对安全管理制度进行完善，尤其是地下开采相关的管理内容。

（2）调换工种的人员，应进行新岗位安全操作的培训。

（3）危险性较大的矿用产品，应根据国家有关规定取得矿用产品安全标志。

（4）加强矿区地质综合研究与采矿生产实践中所获得的成果资料的收集整理，为矿山今后的找探矿和生产提供可靠的地质依据。

（5）由于矿山通风系统相对复杂，建议下一步设计进行通风系统专题研究。

（6）矿山应当健全以安全风险分级管控和隐患排查治理双重预防机制

为核心的安全生产标准化管理体系。严格开展风险辨识评估并实施分级管控，定期开展全员全覆盖隐患排查治理，建立风险隐患台账清单，实行闭环管理。

（7）矿山应当查明隐蔽致灾因素，露天矿山采场应当逐年进行边坡稳定性分析。

（8）矿山应统一负责外包工程施工单位的安全管理。矿山进行地下开采后，严禁将爆破作业专项外包。地下基建矿山掘进工程承包单位数量不得超过 3 家。

（9）矿山地下开采后，应当配备矿长、总工程师和分管安全、生产、机电等工作的副矿长，“五职”矿长必须有主体专业大专以上学历且有 10 年以上矿山一线从业经历，“五科”专业技术人员必须为主体专业毕业且有 5 年以上矿山一线从业经历，且不得在其他矿山兼职。

（10）矿山应当建立健全并落实全员安全生产岗位责任制和安全生产管理制度。按照要求绘制、更新相关图纸，并报送矿山安全监管监察部门。未经安全培训合格的从业人员不得上岗作业，矿长、总工程师和分管安全、生产、机电等工作的副矿长每年应当接受专门的安全教育培训。首次取证的地下矿山特种作业人员应当具有高中以上文化程度。严格井下劳动定员管理，不得超定员安排人员下井作业。地下开车后不得使用劳务派遣用工。

（11）下一步设计阶段应对智能矿山及专项安全保障系统进行详细设计。

（12）矿山应建设安全管理信息平台，并应包括下列内容：矿山发生灾害时，快速、及时调用各系统的综合信息为安全避险和抢险救护提供决策支持情况，项目安全危害因素的事前预警情况等。

5.评价结论

5.1 该项目存在的主要危险、有害因素

该项目露天开采存在的主要危险、有害因素为：坍塌、滑坡、泥石流、滚石、高处坠落、爆破伤害、火药爆炸、车辆伤害、物体打击、机械伤害、触电、火灾、水灾、淹溺、中毒窒息等。

地下开采存在的主要危险、有害因素为：冒顶片帮、透水、中毒窒息、爆破伤害、爆破器材爆炸、车辆伤害、高处坠落、物体打击、机械伤害、触电、淹溺。

本项目不存在重大危险源。

5.2 该项目应重点防范的重大危险、有害因素

（1）采场边坡坍塌和滑坡；

（2）爆破器材运输、使用过程中火药爆炸及爆破伤害；

（3）铲装、运输过程中车辆伤害；

（4）井下开采过程中的冒顶片帮、中毒窒息。

5.3 矿山开采主要安全风险

（1）矿区受到东西向 F16 主控矿断层的影响，节理裂隙发育程度为较发育，岩体整体较为破碎，露天开采过程中易产生不良地质现象，可能发生局部小滑坡或崩塌现象。

（2）矿山属露天转地下开采，但在露天生产第 5 年地下开采进行基建，露天开采爆破对中段主要巷道、斜坡道工程、胶带斜井工程和其他巷道工程的稳定性存在影响；地下工程巷道爆破开挖对露天边坡稳定性可能造成影响，形成滑坡或崩塌。

（3）露天采场边坡高度最高为 393m，超过 200m，易发生边坡坍塌、崩落、滑坡等。

5.4 应重视的安全对策措施建议

（1）下一步设计阶段应明确Ⅱ号矿体基建剥岩界限，核实开采设计标高和采矿许可证标高。

（2）下一步设计阶段应明确露天与地下开采的衔接时间、方式，地下开采基建期对露天的影响及安全措施。

（3）下一步设计阶段应明确地表截排水设施的具体修筑时间、断面尺寸及结构参数等。

（4）下一步设计阶段应明确矿井、生产水平或中段、破碎站的安全出口设置情况，作为主要安全出口的罐笼提升井，应装备 2 套相互独立的提升系统，或装备 1 套提升系统并设置梯子间。

（5）下一步设计阶段应明确作为安全出口的竖井设置情况，作为应急安全出口的竖井应设应急提升设施或者梯子间。

（6）下一步设计阶段应对有轨运输巷道、斜坡道、无轨运输巷道、行人的斜井的人行通道进行详细设计。

（7）在水平巷道、斜井和斜坡道中，运输设备之间、运输设备与巷道壁或者巷道内设施之间的间隙，应符合下列规定：有轨运输不小于 0.3m；无轨运输不小于 0.6m。

（8）下一步设计阶段应对罐笼竖井提升的安全联锁设施进行详细设计。

（9）矿山边坡工程安全等级为Ⅰ级，下一步设计阶段应根据《国家矿山安全监察局关于开展露天矿山边坡监测系统建设及联网工作的通知》（矿安〔2023〕119 号）、《金属非金属露天矿山高陡边坡安全监测技术规范》（KA/T 2063-2018）、《非煤露天矿边坡工程技术规范》（GB 51016-2014）有关规定，细化边坡监测系统设置情况，明确边坡安全监测应测项为表面位移监测（地表水平位移和垂直位移、裂缝、错位、边坡深部变形、支护结构变形）、边坡应力监测（边坡应力、支护结构应力）、爆破振动监测、地下水位监测、

地表水监测、降雨量监测、视频监控等。

（10）下一步设计阶段应对提升竖井过卷高度、过卷段终端过卷挡梁或缓冲装置进行明确说明。

（11）可研设计新鲜风流由胶带斜井口进入，下一步设计阶段胶带斜井应采取有效的净化措施，保证空气质量。

（12）下一步设计阶段应根据矿山开拓系统布置细化“六大系统”设计方案。

（13）下一步设计前应委托勘察机构对排土场选址进行专项工程地质、水文地质勘察工作，委托专业机构开展排土场稳定性研究，设计阶段设计单位进一步优化排土场边坡角度并校核排土场边坡的稳定性。

（14）由于该矿山为前期露天开采，后期转地下开采，露天开采服务年限为 8 年，如露天开采与地下开采衔接、转换期间外部条件发生重大变化，如：国家法律法规标准等有重大调整、露天开采期间工程地质条件、水文地质条件发生重大变化、揭露新的不良地质构造等，企业应重新进行露天转地下开采的危险有害因素识别、分析，采取可靠的安全措施。

5.5 评价结果综述

评价组本着合法性、科学性、公正性、针对性的评价原则及对工作高度负责的态度，根据《安全评价通则》《建设项目安全设施“三同时”监督管理办法》《安全生产许可证条例》和《非煤矿矿山企业安全生产许可证实施办法》的规定及业主委托，依据《安全生产法》《矿山安全法》《金属非金属矿山安全规程》《国家安全监管总局关于印发金属非金属矿山建设项目安全评价报告编写提纲的通知》等法律、法规、标准、规范及政策文件的要求，对该项目可行性研究报告所涉及矿山总平面布置、露天开采（开拓运输、采剥）、地下开采（开拓、提升和运输、采掘、通风、安全避险“六大系统”）、供配电设施、防排水与防灭火、排土场、安全管理进行了安全预评价。

根据对该项目各单元危险有害因素辨识分析及定性定量评价，提出了相应的对策措施，在落实可行性研究报告及本预评价报告提出的措施建议下，该项目潜在的危险、有害因素能够得到有效控制，其安全风险在可控范围。

5.6 安全预评价结论

从安全生产角度出发，哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿采矿改扩建工程符合国家现行有关法律、法规、标准、规范的要求；工程潜在的危险有害因素在采纳合理的安全对策措施后能得到有效控制；被评价单位将应配备的安全设施与主体工程同时设计、同时施工、同时投入生产和使用，可实现该项目的安全生产。

附件

（1）安全评价委托书

（2）营业执照

（3）采矿许可证

（4）《新疆维吾尔自治区哈密市土屋矿区铜矿资源储量核实报告》封皮

（5）《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿 II 号矿体 508m 以上露天采矿工程初步设计重大变更设计》封皮

（6）《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿排土场扩建项目岩土工程勘察报告(详细勘察阶段)》封皮

（7）《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿露天采场上部边坡治理整改施工方案》封皮

（8）《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿改扩建工程采矿方法论证报告》封皮

（9）《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿改扩建工程露天转地下过渡期安全风险分析研究报告》封皮

（10）《哈密焱鑫铜业有限公司哈密市土屋铜矿采矿改扩建工程无底柱分段崩落法采场结构参数优化研究报告》封皮

（11）《哈密焱鑫铜业有限公司土屋铜矿 I、II 号矿体露天采场最终境界边坡稳定性研究》封皮

（12）利旧设施检验报告

（13）评价人员现场照片

附图

（1） 矿区地形地质图

（2） 总平面布置图

（3） 开拓系统纵投影

（4） II 号、III 号矿体最终境界平面图

（5） I 号境界最终平面图

（6） 2 号露天境界 1 号剖面图

（7） 2 号露天境界 2 号剖面图

（8） 1 号露天境界 1 号剖面图

（9） 1 号露天境界 2 号剖面图

（10） 2 号矿体基建终了图

（11） 露天采剥工艺图

（12） 露天采场排洪系统平面图

（13） 露天采场排洪系统剖面图

（14） 井上、井下工程对照图

（15） 通风系统立体示意图

（16） 280m 中段平面图

（17） 400m 中段平面图

（18） 沿走向布置的无底柱分段崩落采矿法

（19） 垂直走向布置的无底柱分段崩落采矿方法图

（20） 副井系统图

（21） 井下避灾线路图

（22） 高压供电系统图(露天)

（23） 高压供电系统图(地下)

（24） 电信系统图