MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES

ÉTUDE D'IMPACT SUR L'ENVIRONNEMENT

JUILLET 2021 (VERSION 2)
VOLUME 2 : ANNEXES







ANNEXE

A

TAILINGS, WASTE ROCK, OVERBURDEN AND WATER MANAGEMENT FACILITY PRELIMINARY ENGINEERING DESIGN (GOLDER, 2021)

(EN ANGLAIS SEULEMENT)

REPORT

Tailings, Waste Rock, Overburden and Water Management Facility Preliminary Engineering Design

James Bay Lithium Mine Project, Quebec

Submitted to:

Galaxy Lithium

Submitted by:

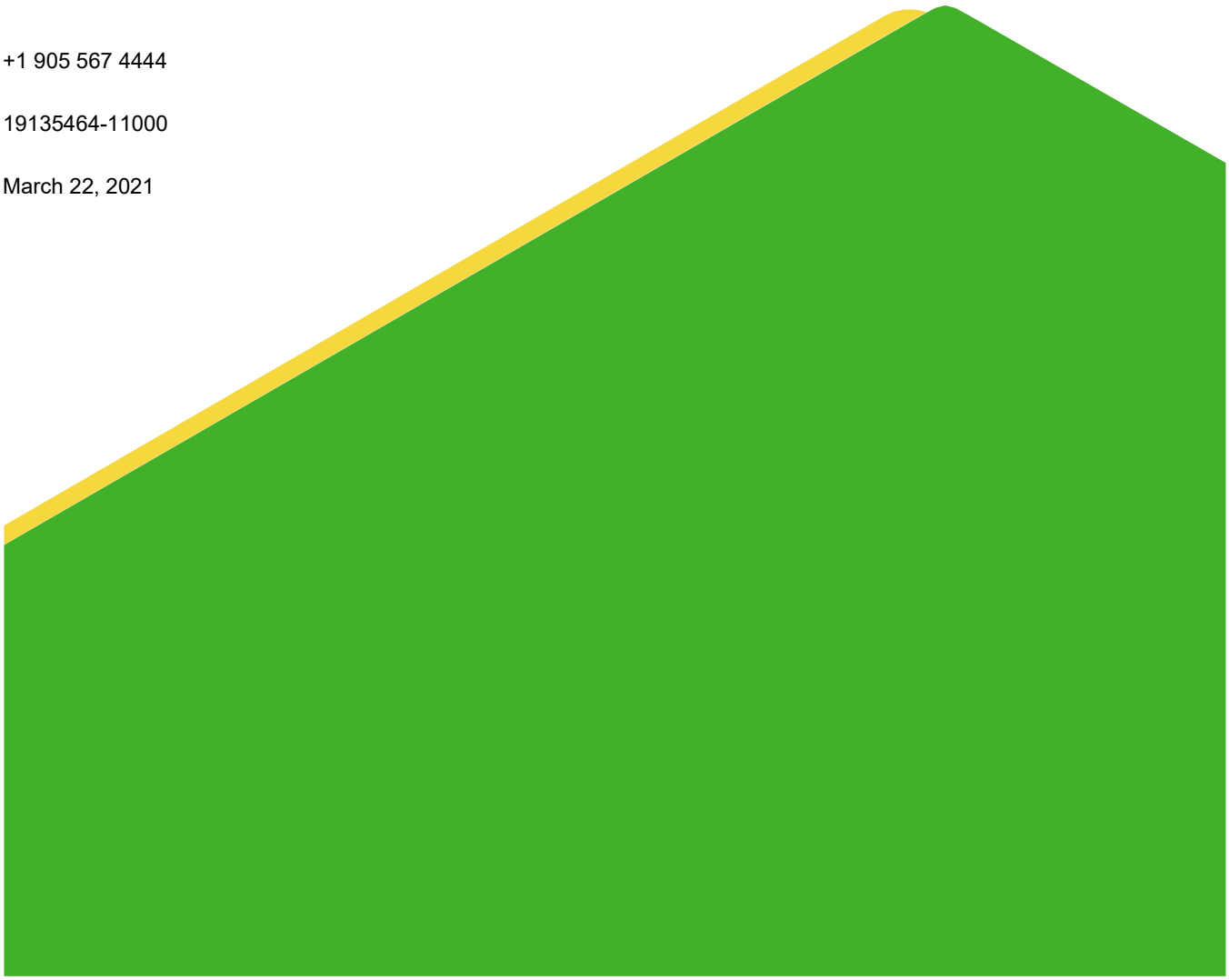
Golder Associates Ltd.

6925 Century Avenue, Suite #100, Mississauga, Ontario, L5N 7K2, Canada

+1 905 567 4444

19135464-11000

March 22, 2021



Distribution List

1 e-copy to Golder

1 e-copy to Galaxy Lithium

Executive Summary

Galaxy Lithium Canada Inc. (Galaxy) engaged Golder Associates Ltd. (Golder) to complete Preliminary Engineering design of tailings, waste rock, overburden and associated surface water management facilities for the James Bay Lithium Mine Project, Quebec. The following studies and analyses were completed to support the preliminary engineering design:

- Establishment of design criteria for mine waste and water management facilities.
- Preliminary engineering design of mine waste and water management facilities.
- Site wide water balance considering average, wet and dry climate conditions and conceptual water management plan.
- Construction quantities for the mine waste and water management facilities over the life of mine.

The James Bay Lithium Mine Project will produce approximately 31.4 Mt (~18.5 Mm^3) of tailings over the 18.5 year mine life at a production rate of 5,500 tpd. Filtered tailings was selected as the preferred level of dewatering. Filtered tailings will be co-disposed with waste rock in four Waste Rock Tailings Storage Facilities (WRTSFs). The overall design objective of the WRTSFs is to provide stable rockfill structures that will store tailings solids during both operations and long term (post-closure). Mine waste rock from open pit development will be the primary embankment construction material. The WRTSF embankments will have a 2.3H:1V slope with a maximum height of 83 m. The WRTSF embankments will be raised continuously during mine operation to provide the necessary tailings storage during the life of mine. Closure of the WRTSFs will involve placing a vegetated cover over the tailings and waste rock embankment slopes. Limited geotechnical investigations have been completed to date at the site. A review of available geotechnical investigation data was carried out to develop the preliminary design.

Runoff from the WRTSFs will be captured by perimeter collection ditches which drain to one of two Water Management Ponds (WMPs). Water will be transferred from the East Water Management Pond (EWMP) to the North Water Management Pond (NWMP) where it will be either recycled to the process plant or treated (if a treatment is required) and discharged to the environment at the final effluent point. Emergency discharge spillways will be provided from the WMPs. Groundwater from the open pit dewatering will be pumped to the NWMP. The EWMP will have a storage capacity of 0.18 Mm^3 and the North WMP will have a storage capacity of 1.36 Mm^3, which is required to contain the design flood (“crue de projet”) defined in Directive 019 without spillage to the environment.

The following activities are recommended to support the design of the WRTSF as it advances to Pre-Feasibility Study (PFS) and Feasibility Study (FS) level designs:

- Supplemental geotechnical site investigation of the WRTSF, WMP and OPSF areas to characterize the foundation conditions.
- Geotechnical investigations to identify potential granular borrow sources.
- In-situ permeability tests of the overburden soils and bedrock beneath the WRTSFs to confirm compliance with Quebec Directive 19 and water management plan assumptions.
- Develop a groundwater model to evaluate potential impacts of the WRTSFs on the local environment.

- Tailings laboratory testing to determine the filterability (dewatering) and geotechnical characteristics.
- Additional tailings and waste rock geochemical characterization to determine acid generation potential and metal leaching in accordance with Quebec Directive 19.
- Optimization of the proposed WRTSF design and construction staging based on additional geotechnical site investigation data including consideration of the Global Industry Standard on Tailings Management (GISTM) on WRTSF design.
- Further refinement of the site wide water balance.
- Optimize the locations and designs of the WMPs.
- Hazard assessment to determine the Consequence Classification of the WRTSF slopes and WMP dykes in accordance with CDA guidelines.
- A dam breach and inundation study to support the WMP dam classification.
- Fish sampling in the proposed WRTSF and WMP areas should be conducted to confirm fish presence/absence in the waterbodies of interest that may be impacted by the proposed development.
- Advancement of the mine closure plan.
- Confirmation of mine plan and material balance to confirm availability of construction materials for development of the WRTSFs over the life of mine including pre-production and closure periods.
- Condemnation drilling for the WRTSF sites to verify the absence of mineralization.
- Water treatment requirements for effluent discharge from the NWMP.

Table of Contents

1.0 INTRODUCTION 6

2.0 SITE AND PROJECT INFORMATION 6

3.0 DESIGN CRITERIA 7

3.1 WRTSF Design Criteria 7

4.0 MINE WASTE STORAGE FACILITY DESIGN 8

4.1 Design Assumptions 8

4.2 Water Management 8

4.2.1 Water Balance 8

4.2.2 Water Management Ponds 9

4.2.2.1 Water Management Pond (WMP) Dyke Design 10

4.2.3 Perimeter Water Collection Ditches 10

4.3 Waste Rock Tailings Storage Facility Development 10

4.4 Waste Rock Tailings Storage Facility (WRTSF) Design 12

4.5 Overburden Peat Storage Facility (OPSF) Design 14

4.6 Subsurface Conditions and Slope Stability 14

4.7 Conceptual WRTSF Closure 16

5.0 CONSTRUCTION MATERIAL QUANTITY ESTIMATES 16

6.0 PATH FORWARD 17

7.0 CLOSURE 18

TABLES

Table 1: Waste Rock and Tailings Volumes by Year 11
Table 2: WRTSF Geometry 13
Figure 1: General Arrangement Plan – Ultimate LOM 20
Figure 2: General Arrangement Plan – Phase 1 21
Figure 3: Site Investigation Location Plan 22
Figure 4: Typical WRTSF, WMP and Ditch Cross-Sections 23
Figure 5: Typical OPSF Slope-Sections 24

FIGURES

Figure 1: General Arrangement Plan – Ultimate LOM 20
Figure 2: General Arrangement Plan – Phase 1 21
Figure 3: Site Investigation Location Plan 22
Figure 4: Typical WRTSF, WMP and Ditch Cross-Sections 23
Figure 5: Typical OPSF Slope-Sections 24

APPENDICES

APPENDIX A
Design Criteria

APPENDIX B
Water Balance

APPENDIX C
Slope Stability Analyses

APPENDIX D
Quantity Estimates

1.0 INTRODUCTION

Galaxy Lithium Canada Inc. (Galaxy) engaged Golder Associates Ltd. (Golder) to complete Preliminary Engineering design of the mine waste and associated surface water management facilities for the proposed James Bay Lithium Mine Project located approximately 380 km north of the town of Matagami, in the province of Quebec, Canada. G-Mining Services Inc. (G-Mining) was responsible for mine planning, design of the process plant and mine site infrastructure.

In 2020, Golder carried out a Value Engineering (VE) exercise, reviewing the previously completed Feasibility Study conducted by Stantec in 2019 to identify opportunities to refine the engineering of the mine waste and water management facilities to reduce initial and sustaining capital expenditures for development. Subsequent to the completion of VE studies, Galaxy revised the project schedule to re-evaluate engineering at the Preliminary Economic Assessment (PEA) level and incorporate the results of VE studies.

The following studies and analyses were completed during Preliminary Engineering design of the mine waste and water management facilities to support the PEA:

- Establishment of design criteria for mine waste and water management facilities
- Preliminary engineering design of mine waste and associated surface water management facilities
- Updated site-wide water balance considering average, wet and dry climate conditions and conceptual water management plan
- Construction quantity estimates for the mine waste and water management facilities over the life of mine

Initial and sustaining capital cost estimates over the life of mine (LOM) for the PEA were the responsibility of G-Mining.

2.0 SITE AND PROJECT INFORMATION

The James Bay Lithium Mine Project is located approximately 10 km south of the Eastmain River, and 100 km east of James Bay. There are two mine waste streams; waste rock and filtered “dry” tailings. The mine will produce approximately 31.4 Mt (~18.5 Mm^3) of tailings over the 18.5 year mine life at a production rate of 5,500 tonnes per day (tpd). Filtered tailings was selected by Galaxy as the preferred level of tailings dewatering. Filtered tailings will be co-disposed with waste rock in four Waste Rock Tailings Storage Facilities (WRTSFs). The overall design objective of the WRTSFs is to provide stable waste rockfill structures that will store tailings solids during both operations and long term (post-closure). Peat and organic materials along with mineral soil overburden waste will be contained in a separate storage area referred to herein as the Overburden and Peat Storage Facility (OPSF).

The project components and activities at the site will include the construction, operation and eventual decommissioning and closure of the following key elements:

- Open pit
- Run-of-Mine (ROM) pad and stockpile
- Mineral processing infrastructure and site buildings
- Spodumene concentrate warehouse
- Truck shop and fuel station

- Overburden and Peat Storage Facility (OPSF)
- Four Waste Rock Tailings Storage Facilities (WRTSFs)
- North Water Management Pond (NWMP), East Water Management Pond (EWMP), Process Plant Raw Water Pond (RWP) and water collection ditches
- Propane and explosives storage facilities
- Access roads
- 69kV substation and power transmission lines
- Other ancillary infrastructure and equipment

Figure 1 illustrates the proposed site plan configuration at the ultimate stage of the life of mine. The mine site will be accessible from the existing James Bay Road, which runs along the east perimeter of the site. The Run-of-Mine (ROM) stockpile and spodumene concentrate warehouse will be located adjacent to the process plant. A total of four WRTSFs will be constructed around the open pit. The WRTSF locations were selected to minimize haul distance from the open pit. The currently proposed WRTSF locations will have to be confirmed to minimize their environmental impact during future studies. All runoff water generated by precipitation which falls on areas impacted by mining activities is considered “contact water”. A surface water drainage network will be built to collect and convey contact water from the ROM, WRTSFs, OPSF and process plant area to one of two WMPs. The same strategy will be used to manage the contact water for all disturbed land. After settling of sediment in the North WMP, excess water will be discharged to the CE2 Creek. Most on-site work and the locations of the various infrastructure and buildings will comply with the required minimal setback distance of 60 m from the high-water mark of any lake or watercourse. The exception are the two haul roads required to cross the CE3 Creek, and the East WRTSF, which overlaps a segment of the intermittent CE4 Creek.

3.0 DESIGN CRITERIA

3.1 WRTSF Design Criteria

WRTSF design criteria are summarized in Appendix A. Measured infiltration rates beneath the West and Northeast WRTSFs were identified to be lower than 3.3. L/m^2/day (WSP, 2020), which will meet the requirements of a low permeability soil in accordance with Québec Directive 019 (MDDELCC, 2012). The infiltration rate beneath the other proposed WRTSFs is assumed to be similar for the current PEA.

The key WRTSF operating data are listed below:

- Life of mine is 18.5 years
- Total tonnage of tailings produced is ~31.4 million tonnes (Mt)
- Nominal mill production rate is 5,500 tonnes per day (tpd) or 2,000,000 tonnes per annum (tpa)
- Deposited dry density of filtered tailings in the WRTSF is 1.7 t/m^3
- Total volume of tailings is ~18.5 million cubic metres (Mm^3)
- Annual required storage volume of tailings solids is ~1 Mm^3

- Total tonnage of waste rock produced is 129.9 Mt
- Waste rock dry density is 2.2 t/m^3
- Total volume of waste rock is ~59.0 Mm^3

It is anticipated that the tailings will be fairly coarse grained with a maximum particle size of 15 mm and a grain size distribution of 51.5% gravel sized particles, 44% sand sized particles and 4.5% fines (i.e., silt and clay sized particles). The waste rock is expected to consist of particles ranging from 30 mm to a maximum of 900 mm in diameter with a D50 of about 200 mm (average size).

4.0 MINE WASTE STORAGE FACILITY DESIGN

4.1 Design Assumptions

The following additional general assumptions were made for the preliminary WRTSF and OPSF design:

- Limited geotechnical information is available for the site. Based on available investigation information, the foundation of the WRTSFs has been assumed to be primarily granular till over bedrock. Additional geotechnical investigation will be required (during future studies) to confirm this assumption.
- The WRTSF embankment slopes will be constructed primarily with waste rock from open pit development.
- The tailings and waste rock are considered non-PAG, “Low Risk” under Directive 019, but leachable for various metals species over the short-term only.
- Tailings storage will be distributed amongst all four of the WRSTFs.
- The East WRTSF will extend into the southeast end of the open pit after it is mined out for in-pit disposal of waste rock only. Low permeable waste overburden sourced from WMP excavation can be used as fill to construct the WMP perimeter dykes.
- Excess tailings process water, seepage and runoff contact water from the WRTSFs and OPSF will be collected in perimeter ditches that drain to the WMPs or to the open pit. Collected contact water will be transferred from the EWMP and open pit to the NWMP by pumping.
- The site water management will be developed in a staged approach. Phase 1 (constructed in Year -1 pre-production) would be required to manage the run-off associated with mine infrastructure footprint up to the end of Year 3. The Phase 2 expansion would then manage run-off up to the end of mining (LOM).
- Water in the NWMP will be reclaimed back to the mill for process use on a year-round basis. Excess water that is not required by the process plant will be treated (if required) and discharged to the environment from the NWMP.

4.2 Water Management

4.2.1 Water Balance

A deterministic site wide water balance was developed with a Microsoft Excel spreadsheet to simulate operational conditions (Appendix B). The monthly accumulation of water in the WMPs, for a range of climate conditions

(average, 1:25 year dry, 1:25 year wet and projected-climate change average), is the basis for developing the water management plan for the facility. The water balance model includes the following:

- Flows associated with processing the ore, including loss of water retained in the deposited tailings
- Flows associated with runoff from precipitation
- Flows associated with dewatering of the open pit
- Evapotranspiration from WRTSFs and OPSF
- Evaporation from pond surfaces
- Seepage from WRTSF and OPSF
- Infiltration losses and other water uses/losses (e.g., dust control)

Run-off from WRTSFs and OPSF will be captured by perimeter collection ditches that drain to either the East or North WMP or open pit. Water from open pit dewatering will be pumped to the NWMP. The water balance assumes that the excess water (not required for mineral processing) is treated and discharged to the CE2 Creek from the NWMP. The water balance has assumed the following:

- Effluent can be discharged to the environment all year long.
- An average effluent discharge capacity (i.e., water treatment capacity) of about 150,000 m³/month assuming that effluent discharge is not allowed during winter months (i.e., December to April).
- Spring freshet is fixed in May (month when average temperature is positive).
- Freeboard of 1.0 m between Directive 019 flood level and WMP dam crest.
- 2.0 m of ice thickness.
- Minimum water reserve for Mill Supply in case of a late spring freshet equal to 52 days of water demand.

The results from the water balance model determined that the NWMP can provide all the mill's make-up water requirements. The annual water balance is positive even under the 1:25 year dry scenario, and the process plant demand could be supplied by the site runoff and pit dewatering flows. Effluent is expected to be discharged to the environment even under 1:25 year dry scenario.

4.2.2 Water Management Ponds

The two WMPs will collect seepage and runoff from WRTSFs as well as from the OPSF. Figure 2 illustrates WMP construction required to support for the first 3 years of operation (Phase 1). Construction of the EWMP is required during pre-production. Figure 1 illustrates the ultimate expansion of the NWMP that is required after Year 3 (Phase 2). During the mine's operational phase, water will be pumped from the NWMP via a reclaim pump system for the operation of the processing plant. The water balance assumes that water will be recycled from the NWMP to the mill at an assumed rate of 13,870 m^3/month. Under mean annual precipitation conditions, annual inflows to the WMPs exceed the annual process plant water requirements. Excess water will be pumped from the NWMP, treated with a Water Treatment Plant if required, and discharged to the environment.

Under normal conditions, the WMPs are sized to collect and contain runoff and contact water. The NWMP, with a maximum storage capacity of 1.36 Mm^3, has been sized to contain the design flood ("crue de projet") defined in Directive 019 without spillage to the environment and meet process water requirements year-round. The EWMP

will have a maximum storage capacity of 0.18 Mm^3 sufficient to contain the design flood. Both WMPs will have an emergency spillway to prevent embankment overtopping under extreme climate conditions. The emergency spillways shall be designed to pass the Probable Maximum Flood (PMF).

4.2.2.1 Water Management Pond (WMP) Dyke Design

The WMPs will be constructed in cut, with perimeter dykes constructed of low permeable fill material sourced from cutting excavation. The perimeter dykes will be constructed primarily of clayey material sourced from the waste overburden from open pit stripping and/or WMP excavation. The internal slopes of the WMPs will be protected with erosion protection. A crest width of 6 m has been assumed for the WMP dykes to allow for vehicle and equipment movement. The slopes for the WMP dykes will be 3H:1V upstream and downstream for stability. The upstream slope will have a 0.3 m thick layer of rip-rap underlain by non-woven geotextile. The downstream slope will be vegetated with a thin layer of topsoil to reduce erosion. A typical cross-section of the WMP dykes is shown in Figure 4.

4.2.3 Perimeter Water Collection Ditches

Water collection ditches will be constructed along the toe of the WRTSFs and OPSF areas. The perimeter water collection ditches will collect run-off and seepage contact water from the WRTSFs and OPSF. The ditches will direct flow to the WMPs or the open pit, where water will be pumped to the NWMP. Figure 2 and Figure 1 illustrate the proposed perimeter collection ditching alignments in plan over the first 3 years of operation (Phase 1) and remaining years of operation (Phase 2), respectively. The typical cross-section for the perimeter collection ditches considered for material construction quantities at this stage of the project is trapezoidal with a minimum base width of 1.0 m, minimum depth of 1.5 m, 2.3H:1V side slopes and 0.3 m thick erosion protection over non-woven geotextile. Figure 4 illustrates the typical perimeter collection ditch in cross-section. The design of perimeter water collection ditches will be refined during future phases of the project's development.

4.3 Waste Rock Tailings Storage Facility Development

Tailings and the waste rock will be co-disposed of within the WRTSF areas, with filtered tailings placed and compacted into cells contained within a waste rock embankment. The combined waste rock and filtered tailings storage will be divided into four (4) distinct management areas designated as the "West", "Northeast", "Southwest" and "East" WRTSFs as indicated on Figure 1. Progressive development (staged construction) of the mine waste and water management facilities has been considered in the preliminary design. Table 1 presents the cumulative production volumes of waste rock and tailings over the life of the project, using dry density parameters outlined in Section 3.1. Table 1 also designates which WRTSF will receive tailings during each year of mine operation and the WMP that will collect contact water. Figure 2 illustrates the WRTSF and WMP development over the first 3 years of operation (Phase 1). Figure 1 illustrates the ultimate WRTSF development at the end of the LOM. Construction of the fully expanded NWMP (as shown in Figure 1) will be required after the end of Year 3 to accommodate increased runoff from the larger WRTSF and OPSF catchment areas.

Table 1: Waste Rock and Tailings Volumes by Year

Year	Waste Rock Volume (m3)	Tailings Volume (m3)	Active WRTSF Receiving Tailings	WMP Receiving Runoff from Active WRTSF	Completed WMP Construction
-1	835,313	0	-	-	EWMP and NWMP (Phase 1)
1	2,284,233	1,000,000	East	EWMP	-
2	2,748,020	1,000,000	East	EWMP	-
3	2,339,979	1,000,000	East	EWMP	-
4	2,402,750	1,000,000	East	EWMP	North NWMP (Phase 2)
5	2,720,712	1,000,000	West	NWMP (Phase 1)	-
6	2,401,705	1,000,000	West	NWMP (Phase 1)	-
7	2,433,218	1,000,000	West	NWMP (Phase 1)	-
8	3,545,455	1,000,000	West	NWMP (Phase 1)	-
9	3,838,761	1,000,000	West	NWMP (Phase 1)	-
10	4,103,404	1,000,000	West	NWMP (Phase 1)	-
11	4,023,522	1,000,000	Southwest (JB1)	Open Pit	-
12	4,276,935	1,000,000	Southwest (JB1)	Open Pit	-
13	4,193,224	1,000,000	Southwest (JB1)	Open Pit	-
14	4,122,835	1,000,000	Northeast	NWMP (Phase 2)	-
15	3,069,970	1,000,000	Northeast	NWMP (Phase 2)	-
16	3,165,301	1,000,000	Northeast	NWMP (Phase 2)	-
17	2,727,273	1,000,000	Northeast	NWMP (Phase 2)	-
18	3,223,644	1,000,000	Northeast	NWMP (Phase 2)	-
19	591,191	450,860	Northeast	NWMP (Phase 2)	-
Total	**59,047,447**	**18,450,860**	-	-	-

The following is a summary of development and operation of the WRTSFs and WMPs:

Pre-Production (Year -1): Under the proposed development plan, the EWMP and Phase 1 of the NWMP will need to be constructed in the pre-production period (i.e., Year -1). All waste rock mined during the pre-production period will be used to construct the base drainage layer and perimeter containment berms for the East WRTSFs. Overburden from pit stripping and site development will be placed in the OPSF with runoff being collected in the NWMP (Phase 1).

Start-up (Years 1 through 4): In Years 1 through 4 of mine operation, waste rock placement will occur at both the East WRTSF and West WRTSF. Tailings will be placed within waste rock cells at the East WRTSF only during the first 4 years of mine operation. During this period, waste rock placement at the West WRTSF will be used to construct the base drainage layer and perimeter containment berms. Contact water from the East WRTSF (containing both waste rock and tailings) will be collected in the EWMP where it will be pumped to the NWMP.

Runoff from the OPSF and West WRTSF (containing waste rock only) will be collected in Phase 1 of the NWMP during this initial operating period.

Years 5 through 10: During Years 5 through 10 of mine operation, tailings will be placed within waste rock cells at the West WRTSF. During this period, waste rock placement will continue in the West WRTSF (during placement of filtered tailings) and begin in the Northeast WRTSF (to construct the base drainage layer). There may be some final waste rock placement in the East WRTSF to cover any exposed tailings and achieve the required external waste rock embankment slopes. Phase 2 of the NWMP will need to be constructed prior to Year 5 to collect runoff from both the OPSF, West WRTSF (containing both waste rock and tailings) and North WRTSF (containing waste rock only) during this period. The EWMP will continue to collect contact water from the East WRTSF.

Years 11 through 13: During Years 11 through 13 of mine operation, tailings will be placed within waste rock cells at the Southwest (JB1) WRTSF. During this period, waste rock placement will continue in the West WRTSF (to cover any exposed tailings and achieve the required external waste rock embankment slopes) and Northeast WRTSF (to construct the base drainage layer and perimeter containment berms prior to tailings deposition). Runoff from the Southwest (JB1) WRTSF will drain to the open pit where it will be pumped to the NWMP. The NWMP (Phase 2) will continue to collect runoff from the West WRTSF and Northeast WRTSF. The EWMP will continue to collect contact water from the East WRTSF.

Years 14 through 18.5: During the final years of mine operation, tailings will be placed within waste rock cells at the Northeast WRTSF. Waste rock placement during this period will be primarily in the mined out open pit (i.e., East WRTSF extension). There will also be some waste rock placement in the WRTSFs to cover any exposed tailings and achieve the required external waste rock embankment slopes. Runoff from the OPSF, West WRTSF and Northeast WRTSF will drain to the NWMP (Phase 2). The EWMP will continue to collect contact water from the East WRTSF. Runoff from the Southwest (JB1) WRTSF will continue to drain to the open pit and be pumped to the NWMP.

After the planned footprint of each WRTSF has been developed to the full extent (i.e., completion of the base waste rock drainage layer) and initial perimeter containment berm, waste rock will then be used to construct internal tailings disposal cells in successive lifts across the entire WRTSF plateau surface to the maximum design elevations. WRTSF development and raising will have to be carried out carefully to prevent localized failure of any underlying clayey soil foundation, if present. Stability analyses indicate that a 2.3H:1V overall slope will provide stable external WRTSF slopes (Section 4.5). The benching design and inter-bench slopes for progressive development of the WRTSFs should be optimized during the next phase of study, following completion of additional site characterization work (e.g., field and laboratory investigations). The ultimate WRTSF development plan is illustrated on Figure 1.

4.4 Waste Rock Tailings Storage Facility (WRTSF) Design

The overall design objective of the WRTSFs is to protect the regional groundwater and surface water resources during both operations and long term (post-closure), and to achieve effective reclamation upon mine closure.

Co-disposal of filtered tailings and waste rock offers the following advantages:

- Free draining waste rock embankment that does not impound water
- Waste rock embankment zones that improve the physical slope stability of the WRTSF
- Accelerated consolidation and improved shear strength of tailings

- Reduced risk of embankment failure and loss of tailings containment
- Reduced potential for metal leaching from the waste rock (if tailings and waste rock are mixed)
- Reduced total footprint area for mine waste disposal facilities
- Reduced freeze-drying, dusting and erosion of tailings (due to encapsulation in waste rock)
- Improved opportunities for progressive closure

The WRTSFs are located within the project site limits positioned around the open pit to reduce waste rock haul distance. The WRTSFs occupy a combined footprint of approximately 172.5 ha. Table 2 summarizes the proposed geometry of the WRTSFs.

Table 2: WRTSF Geometry

WRTSF	Ultimate Footprint Area (ha)	Ultimate Crest Elevation (masl)	Maximum Final Height (m)	Slope Overall Grade (X H:1V)
West	29.0	260	53	2.3
Northeast	54.4	290	83	2.3
Southwest (JB1)	31.0	270	62	2.3
East	58.1	280	68	2.3

Preliminary design of the four WRTSFs considered applicable regulations and current government recommendations, including Directive 019 sur l'Industrie Minière (MDDEFP, 2012) and the Guidelines for preparing mine closure plans in Québec (MERN, 2017). One of the criteria is that mine waste management facilities must be located 60 m from the high water mark of natural water courses and water bodies. The exception is the East WRTSF, which overlaps a segment of an intermittent creek that drains from Kapisikama Lake. However, it is understood that Kapisikama Lake will become dry during operation of the open pit (i.e., so this creek will already be impacted by pit development). The suitability of proposed mine infrastructure locations and compliance with applicable environmental requirements (e.g., 60 m distance from high-water mark) will need to be confirmed during future studies.

The WRTSF preliminary design assumes that the foundation soil has sufficiently low permeability to meet the maximum infiltration requirements of Québec Directive 019 without the need for a geomembrane liner. Measured infiltration rates beneath the West and North WRTSFs were identified to be lower than 3.3. L/m^2/day (WSP, 2020), indicating that a geomembrane liner will not be required. Additional site investigations are being carried out to further evaluate this assumption, including investigations at the Southwest and East WRTSFs.

The WRTSF embankment slopes will be constructed using mine waste rock materials. The WRTSFs will receive waste rock trucked from the open pit and filtered tailings trucked from the process plant. A typical cross-section of the WRTSFs is shown on Figure 4. The embankment design concept consists primarily of pit run rockfill to create tailings cells that will retain the filtered tailings solids. The WRTSF external embankment slopes will be 2.3H:1V overall for stability with 8.75 m wide benches every 5 m vertical. Peat will be excavated from a 25 m wide strip along the perimeter of the WRTSFs to improve slope stability. There will be a minimum 3 m thick layer of waste rock placed across the bottom of the WRTSF areas to provide drainage to the perimeter water collection ditching.

Tailings containment cells should be a maximum of 5 m deep and 50 m wide at the base with 10 m wide internal waste rock separator berms that will provide haul truck access to the tailings cells. It is envisioned that the tailings placement in each cell will be carried out by dozers spreading in thin lifts followed by compaction with smooth drum vibratory compaction. Each tailings containment cell should be covered with a 5 m thick lift of waste rock to ensure the WRTSF maintains an overall free-draining property and global slope stability. For the purposes of the preliminary engineering, it is assumed that the tailings leaving the process plant will be filtered to a 75% solids content (by mass). For the tailings to achieve long term strength parameters and not be susceptible to liquefaction, it is critical that the tailings be sufficiently filtered to permit adequate compaction during placement in the WRTSFs.

4.5 Overburden Peat Storage Facility (OPSF) Design

The overall design objective of the OPSF is to safely store overburden and peat excavated from open pit development while protecting surface water from sediment and allowing for reclamation upon mine closure.

Site preparation work, pre-stripping for the open pit, and excavation of the WMP's will generate overburden soil materials to be managed and stockpiled. All overburden will be stored in the OPSF located immediately North of the West WRTSF.

Organic soils (primarily peat) and non-organic mineral soil waste are to be stored separately in distinct zones within the OPSF to achieve stable slopes and to support potential reuse at closure. The OPSF will be located immediately upstream of the North WMP, with the overall surface drainage directed to the latter.

For preliminary engineering, Golder carried out an update to the waste material soil balance over the life of mine and it is estimated that the OPSF will need to store a total of approximately 2.9 Mm^3 of waste (5.8 Mt at 2.0 t/m^3). Based on the footprint area, the OPSF will reach a final elevation at 220.0 masl or a maximum height of 16 m with a total capacity of approximately 1.4 million m^3 at Phase 1 (End of Year 3) and 3.4 million m^3 at Phase 2 (LOM). The total storage capacity accounts for an assumed credit of 750,000 m^3 of waste material that is utilized for progressive reclamation of the WRTSFs instead of being stored at the OPSF.

Typical cross-sections of the OPSF slopes are shown on Figure 5.The OPSF will have a 16 m wide perimeter waste rock haul road toe berm. Peat will be excavated from a 15 m wide strip around the perimeter of the OPSF. A perimeter haul road will be constructed at the toe of the OPSF for access prior to waste deposition. The haul road will also act as a toe berm for slope stability purposes. The haul road / toe berm is proposed to be constructed of waste rock with dimensions of 16 m width and 4 m height. The slope of the OPSF has been designed at 5H:1V. The slope will be protected with a layer of waste rock erosion protection material. The OPSF will be zoned with fine grained clay / silt waste material being stored internally and granular waste peripherally. The finer clay / silt waste is to be stored a minimum 15 m offset from the slope crest to maintain stability. The peat waste will be stored in its own designated area, separate from the mineral soil overburden waste (clay / silt and granular material).

4.6 Subsurface Conditions and Slope Stability

Two-dimensional limit equilibrium slope stability analyses were performed using the commercially available program SLOPE/W 2019 R2, developed by GEOSLOPE International Ltd., employing the Morgenstern Price method of analysis. Slope stability was analysed for a representative critical section of the ultimate WRTSF slopes, OPSF slopes and WMP dykes. Slope stability analysis results and geotechnical parameters used in the analyses are summarized in Figures C-1 to C-10 and Table C-1 in Appendix C. The foundation stratigraphy for the representative design sections modelled in the slope stability analyses were developed based on findings from

geotechnical investigations undertaken at the site by WSP Inc. in 2018, Stantec in 2019 (Stantec, 2019)[1] and SNC Lavalin (SNC) in 2020 (SNC, 2020)[2]. The 2018 investigation included fifty-three boreholes. The 2019 investigation by Stantec advanced a total of four boreholes and eight Cone Penetration Tests (CPTs). The 2020 investigation by SNC advanced a total of 4 boreholes and 31 test pits. The existing site investigation locations are shown on Figure 3.

The general stratigraphy of the site consists of, in descending stratigraphic order: peat/organic soil, clay, granular till, and bedrock. The organic soil/peat layer consists of fibrous peat to silty peat and is typically greater in thickness in areas that are relative topographic lows. The clay and silt layer has liquid limit ranging from 28% to 61% and plasticity index ranging from 7% to 35% (Stantec, 2019 and SNC, 2020). In-situ vane shear testing conducted on the clay layer measured undrained shear strength values ranging from approximately 31 kPa to 128 kPa indicating a firm to very stiff consistency (Stantec, 2019). The clay was only encountered in the northwestern area of the site, in the foundations of the proposed NWMP and OPSF. The native granular till is typically composed of silty sand to sandy silt with some gravel and contains boulders and cobbles. The bedrock typically ranges from fair to excellent quality.

The stratigraphic layers for the analyses have been simplified for the purposes of the preliminary engineering assessment. The existing ground surface and foundation layers are assumed to be horizontal. Table C-1 summarizes the simplified soil stratigraphic foundation layers overlying bedrock used for each model. The piezometric groundwater level used in the analyses was assumed to be at the existing ground surface. For the OPSF slope stability (i.e., peat, clay foundation and waste clay overburden fill), total stress parameters were employed in the analyses of the undrained conditions. The undrained shear strengths for the foundation units were represented using the Stress History and Normalized Soil Engineering Properties (SHANSEP) model with an undrained shear strength ratio ($Su/\sigma'v$). Construction induced excess porewater pressure generation and dissipation within the clay foundation was modelled using a b-bar coefficient. For long-term conditions, effective stress shear strength parameters were employed for the cohesive soil and peat. The OPSF will require a 16 m wide rockfill toe berm for stability purposes (as illustrated in Figure 5). The NWMP undrained clay foundation was modelled with an undrained strength (Su) for the end of construction loading condition. Non-cohesive soil including waste rock and native granular till was modelled using effective stress parameters (i.e., the Mohr-Coulomb failure criteria).

Based on available geotechnical investigations, this analysis assumed that no continuous layers of clay are present in the foundation material at the EWMP or WRTSFs. Some lenses of silt and clay material were observed within the footprint of the Northeast WRTSF during the 2020 investigation. For the preliminary engineering level stability analysis, the clay and silt lenses were not included in the simplified model. Consideration for the lenses should be taken during the next design stage following completion of additional site investigations.

Based on review of available geotechnical investigation data the surface organic layer for the WRTSF locations ranges in thickness from 0 to 2.6 m, with an average thickness of 0.7 m. The glacial till layer for the WRTSF locations ranges in thickness from 0.8 to 16.7 m, with an average thickness of 3.9 m. The preliminary slope stability analyses assumed a 5 m, 4 m, and 3 m thick layer of glacial till over bedrock for the West, Northeast and East WRTSF,

[1] Stantec (2019). “Geotechnical Investigation Report, Waste Rock and Tailings Storage Facility (WRTSF), James Bay Lithium Project”. Project No. 121622255. August 9, 2019.
[2] SNC Lavalin (2020). “James Bay Lithium Mine Project Detailed Geotechnical Investigation - Phase 2”. Report No. 673356-EG-L01-00. October 21, 2020

respectively. The preliminary slope stability analyses assumed a 1 m thick layer of surficial organics / peat for the West and Northeast. The East WRTSF slope stability analysis assumed a 0.5 m thick surficial layer of organics. No geotechnical soil investigations have been carried out in the Southwest WRTSF area therefore it was assumed to have similar foundation conditions as the West WRTSF (to be confirmed during future investigations). Additional geotechnical investigation of foundation conditions at the proposed Southwest and East WRTSFs and East WMP is recommended for the next stage of study to validate the preliminary stability analyses. The stability analysis assumes that the WRTSF's will be constructed on peat foundations material except for stripping of peat over a 25 m width along the toe. The undrained shear strength for the peat was represented using the SHANSEP model. For the WRTSF, construction induced excess porewater pressure generation and dissipation within the peat was modelled using a b-bar coefficient of 0.1 for the long-term condition and 0.4 for the shot-term end of construction condition.

Pseudo-static slope stability analyses of the WRTSF, OPSF and WMP dykes were carried out using the 1/2,475 return earthquake with a PGA = 0.038g corresponding to a "high" consequence classification in the event of slope failure (CDA, 2019)[3] and a horizontal seismic coefficient equal to ½ the PGA (Hynes-Griffin, 1984)[4]. Preliminary slope stability analyses indicate that the minimum target factors of safety (FoS) can be met (i.e., 1.3, 1.5 and 1.0 for end of construction, long-term and pseudo-static conditions respectively).

4.7 Conceptual WRTSF Closure

The major closure and reclamation activities planned for the WRTSF are expected to occur during the first two years of closure. The WRTSFs will be designed for long-term stability. Thus, no additional re-grading of the side slopes will be required at closure. A vegetation cover will be placed over the WRTSF crest surface and slope benches at closure. Placement of topsoil and revegetation of the lower WRTSF benches may occur as progressive reclamation closure during operations. The proposed closure vegetative cover is a 0.5 m thickness of overburden soil that will be hydroseeded. The WRTSF closure cover design will be finalized during detailed design and field trials during mine operation.

Initially after closure, runoff from the WRTSFs will continue to be collected in the WMPs. Water will continue to be treated before discharge, if required, until water quality monitoring demonstrates that water collected in the pond is acceptable for direct release to the environment. At that time, the WMP dykes will be breached and regrading will be carried out to restore natural drainage and encourage natural revegetation.

5.0 CONSTRUCTION MATERIAL QUANTITY ESTIMATES

Construction material quantities were estimated by Golder for the development of the WRTSFs and related water management infrastructure over the life of mine (Appendix D). G-Mining was responsible for estimating unit rate costs (for consistency throughout the PEA) and compiling the PEA cost estimate (both initial and sustaining CAPEX and OPEX).

Golder did not design or estimate quantities/costs for the following items (i.e., designed and costed by others):

[3] Canadian Dam Association (CDA, 2019) "Technical Bulletin: Application of Dam Safety Guidelines to Mining Dams", update of the original 2014 version.
[4] Hynes-Griffin ME, Franklin AG. (1984) "Rationalizing the seismic coefficient method." U.S. Army Corps of Engineers Waterways Experiment Station, Vicksburg, Mississippi, 1984, Miscellaneous Paper GL-84-13, 21 pp.

- Tailings dewatering/filtration systems at the process plant
- Water reclaim pipelines and pumping system from the WMP to the process plant
- Water management transfer pipelines/pumps
- Effluent water treatment
- Access and haul roads
- Engineering, Procurement and Construction Management (EPCM)
- Post-closure monitoring, maintenance and water treatment

6.0 PATH FORWARD

The following activities are recommended to support the design of mine waste and water management facilities as the project advances to Pre-Feasibility Study (PFS) and Feasibility Study (FS) level:

- Supplemental geotechnical site investigation of the WRTSF, WMP and OPSF areas to characterize the foundation conditions.
- Geotechnical investigations to identify potential granular borrow sources.
- In-situ permeability tests of the overburden soils and bedrock beneath the WRTSFs to confirm compliance with Quebec Directive 19 and water management plan assumptions.
- Develop a groundwater model to evaluate potential impacts of the WRTSFs on the local environment.
- Tailings laboratory testing to determine the filterability (dewatering) and geotechnical characteristics.
- Additional tailings and waste rock geochemical characterization to determine acid generation potential and metal leaching in accordance with Quebec Directive 19.
- Optimization and further evaluation of the proposed WRTSFs and construction staging based on the findings of the geotechnical site investigations.
- Further refinement of the site wide water balance.
- Optimize the locations and designs of the WMPs.
- Hazard assessment to determine the Consequence Classification of the WRTSF slopes and WMP dykes in accordance with CDA guidelines.
- A dam breach and inundation study to support the WMP dam classification.
- Fish sampling in the proposed WRTSF and WMP areas should be conducted to confirm fish presence/absence in the waterbodies of interest that may be impacted by the proposed development.
- Advancement of the mine closure plan.
- Confirmation of mine plan and material balance to confirm availability of construction materials for development of the WRTSFs over the life of mine including pre-production and closure periods.
- Condemnation drilling for the WRTSF sites to verify the absence of mineralization.
- Water treatment requirements for effluent discharge from the NWMP.

7.0 CLOSURE

We trust that this report meets your project requirements. If you have any questions or require further information, please do not hesitate to contact the undersigned.

Golder Associates Ltd.

Orignal Signed By
Joao Paulo Lutti, Ing (QC)
Senior Water Resources Engineer

Orignal Signed By
Matt Soderman, PEng (ON)
Geotechnical Engineer

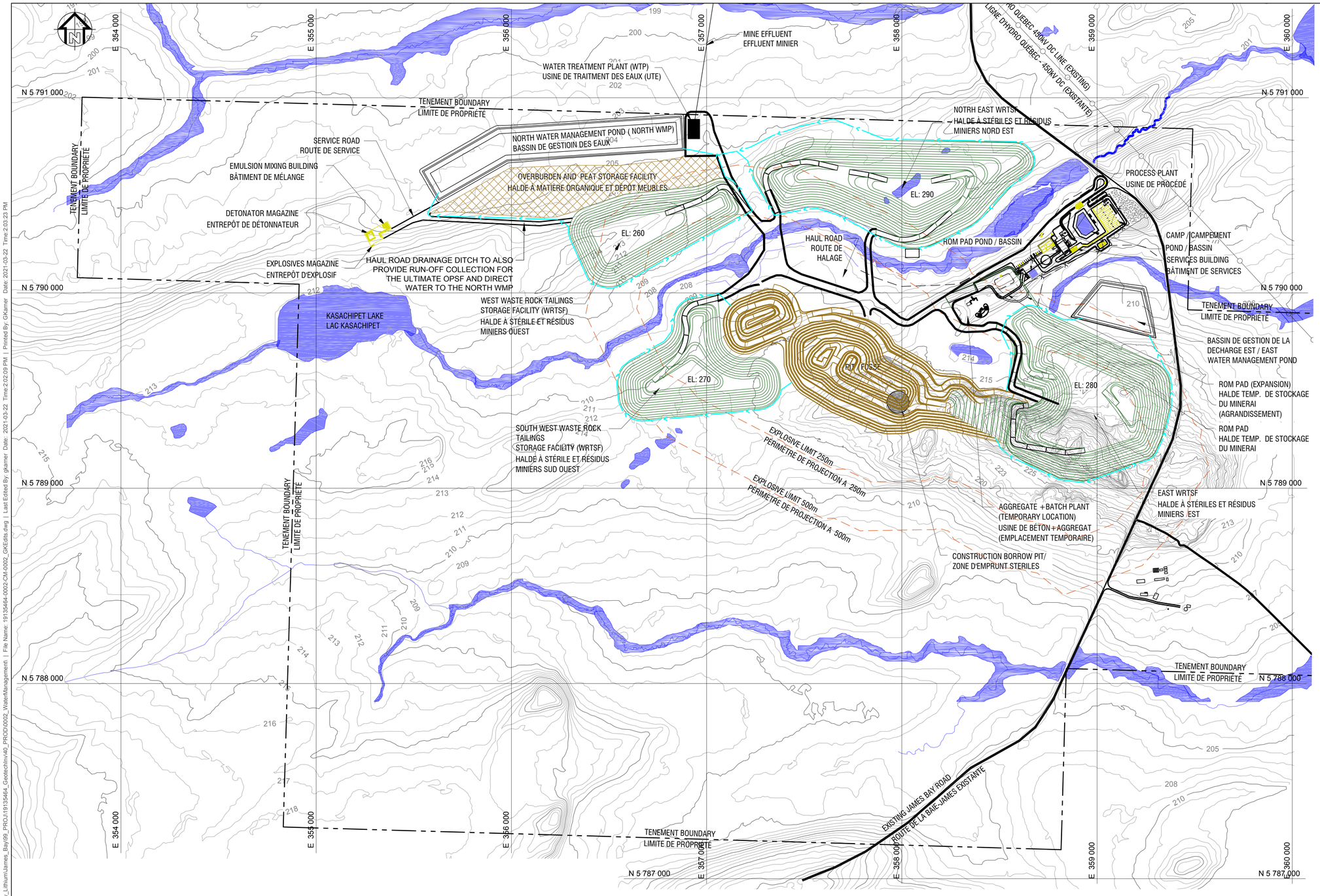
Orignal Signed By Darrin
Johnson, PEng (ON)
Associate

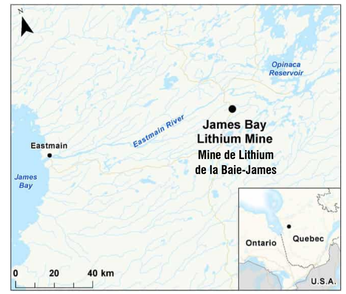
DCJ/JPL/GK/MAS

Golder and the G logo are trademarks of Golder Associates Corporation

https://golderassociates.sharepoint.com/sites/119892/project files/6 deliverables/6. preliminary engineering design report/final/19135464 galaxy mw and wmf prelim design report_final_22mar2021.docx

FIGURES





KEY PLAN / PLAN CLÉ

REFERENCES:
1. BASE FILES AND LAYOUT PLAN PROVIDED BY G-MINING.

1 PLAN VIEW
1:10 000 VUE EN PLAN

0 500 1,000
1:10,000 METRES

CLIENT
GALAXY LITHIUM CANADA INC.

CONSULTANT
GOLDER

PROJECT
JAMES BAY LITHIUM PROJECT

TITLE
GENERAL ARRANGEMENT PLAN - ULTIMATE LOM

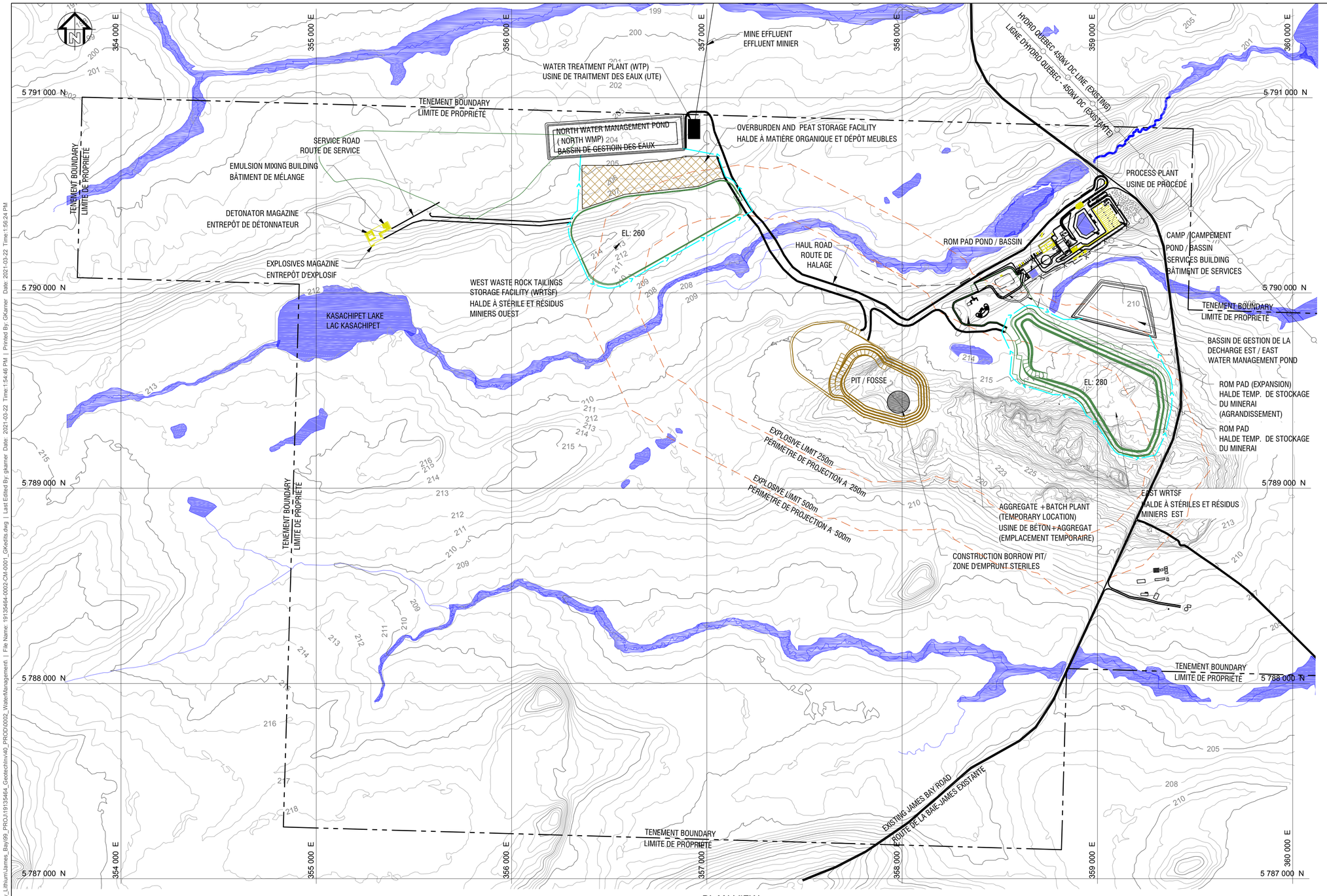
YYYY-MM-DD	2021-03-22
DESIGNED	-
PREPARED	FZG
REVIEWED	MS
APPROVED	DCJ

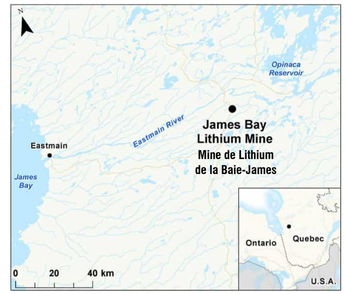
PROJECT NO.	CONTROL	REV.	FIGURE
19135464	11000	A	1

IF THIS MEASUREMENT DOES NOT MATCH WHAT IS SHOWN, THE SHEET SIZE HAS BEEN MODIFIED FROM: ANSI D

25 mm
0

Path: \\golder.gds\GAL\Mississauga\SIM\Clients\Galaxy_Lithium\James_Bay\99_PROJ\19135464_Geotechnv40_PROD\0002_WaterManagement\ | File Name: 19135464-0002-CM-0002_GKEdits.dwg | Last Edited By: gkarner Date: 2021-03-22 Time:2:02:09 PM | Printed By: GKarner Date: 2021-03-22 Time:2:03:23 PM





KEY PLAN / PLAN CLÉ

REFERENCES:
1. BASE FILES AND LAYOUT PLAN PROVIDED BY G-MINING.

1 PLAN VIEW
1:10 000 VUE EN PLAN

0 500 1,000
1:10,000 METRES

CLIENT
GALAXY LITHIUM CANADA INC.

CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-22
DESIGNED	-
PREPARED	FZG
REVIEWED	MS
APPROVED	DCJ

PROJECT
JAMES BAY LITHIUM PROJECT

TITLE
GENERAL ARRANGEMENT PLAN - PHASE 1

PROJECT NO.	CONTROL	REV.	FIGURE
19135464	11000	A	2

IF THIS MEASUREMENT DOES NOT MATCH WHAT IS SHOWN, THE SHEET SIZE HAS BEEN MODIFIED FROM: ANSI D

25 mm
0

Path: \\golder.gds\GAL\Mississauga\SIM\Clients\Galaxy_Lithium\James_Bay\99_PROJ\19135464_Geotech\hrv40_PROJ\0002_WaterManagement\ | File Name: 19135464-0002-CM-0001_GKeotts.dwg | Last Edited By: gkarner Date: 2021-03-22 Time:1:54:46 PM | Printed By: GKarner Date: 2021-03-22 Time:1:56:24 PM

Path: \\golder.gds\GAL\Mississauga\SIM\Clients\Galaxy_Lithium\James_Bay\09_PROJ\19135464_Geotechnh\v40_PROD\0001_Geotechnh\v\ | Last Edited By: gkarner Date: 2021-03-23 Time:1:30:24 PM | Printed By: GKarner Date: 2021-03-23 Time:1:31:25 PM
19135464-0001-CM-0001 - GKEdits2.dwg

354 000 E | 355 000 E | 356 000 E | 357 000 E | 358 000 E | 359 000 E

5 791 000 N | 5 790 000 N | 5 789 000 N

BH-F-2019-43 | CPT-F-2019-43 | CPT-F-2019-42 | BH-F-2019-47 | CPT-F-2019-47 | BH-F-2019-1000 | BH-F-2019-40 | CPT-F-2019-41 | CPT-F-2019-44 | CPT-F-2019-33 | CPT-F-2019-32 | CPT-F-2019-70 | MW-F-2019-69 | BH-F-2019-69 | WSP-MW8S | WSP-MW6R | WSP-MW1R | WSP-MW7R | WSP-MW5R | WSP-MW3S | WSP-MW3R | WSP-MW2R | WSP-MW2S | WSP-MW9R | WSP-MW9S

BH-1 | BH-2 | BH-3 | BH-4 | BH-5 | BH-6 | BH-7 | BH-8 | BH-9 | BH-10 | BH-11 | BH-12 | BH-13 | BH-14 | BH-15 | BH-16 | BH-17 | BH-18 | BH-19 | BH-20 | BH-21 | BH-22 | BH-23 | BH-24 | BH-25 | BH-26 | BH-27 | BH-28 | BH-29 | BH-30 | BH-31 | BH-32 | BH-33 | BH-34 | BH-35 | BH-36 | BH-37 | BH-38 | BH-39 | BH-40 | BH-41 | BH-42 | BH-43 | BH-44 | BH-45 | BH-46 | BH-47 | BH-48 | BH-49 | BH-50 | BH-51 | BH-52

TP20-P-01 | TP20-P-02 | TP20-P-03 | TP20-P-04 | TP20-P-05 | TP20-P-06 | TP20-P-07 | TP20-P-08 | TP20-P-09 | TP20-P-10 | TP20-P-11 | TP20-P-12 | TP20-P-13 | TP20-P-14 | TP20-P-15 | TP20-P-16 | TP20-P-17 | TP20-P-18 | TP20-P-19 | TP20-P-20 | TP20-P-21 | TP20-P-22 | TP20-P-23 | TP20-P-24 | TP20-P-25 | TP20-P-26 | TP20-P-27 | TP20-P-28 | TP20-P-29 | TP20-P-30 | TP20-P-31 | TP20-P-32 | TP20-P-33 | TP20-P-34 | TP20-P-35

PZ1 | PZ2 | PZ3 | PZ4

NOTE(S)

1. INVESTIGATION LOCATIONS SHOWN ARE REFERENCED FROM THE FOLLOWING SOURCES:
   Stantec (2019). "Geotechnical Investigation Report, Waste Rock and Tailings Storage Facility (WRTSF) James Bay Lithium Project". Project No. 121622255. August 9, 2019

   SNC Lavalin (2020). "James Bay Lithium Mine Project Detailed Geotechnical Investigation - Phase 2". Report No. 673356-EG-L01-00. October 21, 2020

0 250 500
1:7,500 METRES

CLIENT
GALAXY LITHIUM CANADA INC.

CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-19
DESIGNED	-
PREPARED	FZG
REVIEWED	MS
APPROVED	DJ

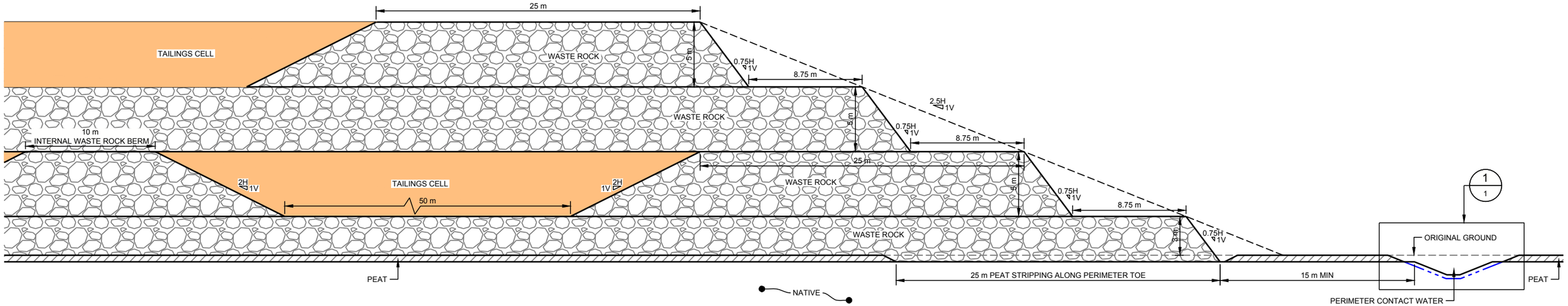
PROJECT
JAMES BAY PROJECT

TITLE
EXISTING SITE INVESTIGATION LOCATION PLAN

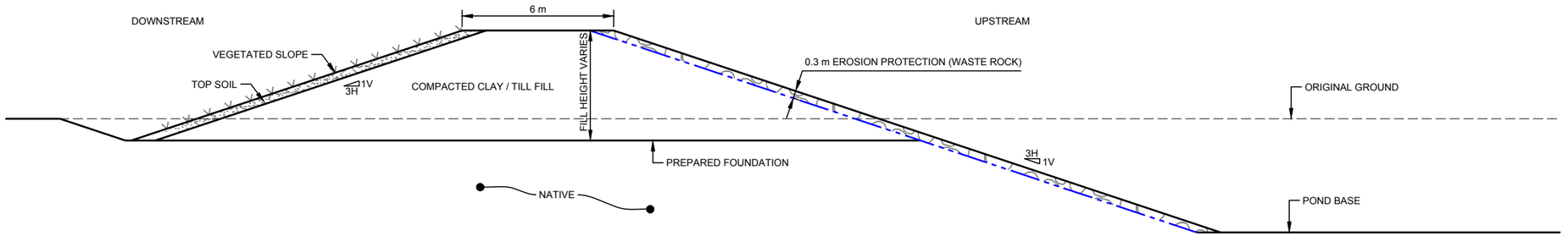
PROJECT NO.	CONTROL	REV.	FIGURE
19135464	11000	A	3

IF THIS MEASUREMENT DOES NOT MATCH WHAT IS SHOWN, THE SHEET SIZE HAS BEEN MODIFIED FROM: ANSI D

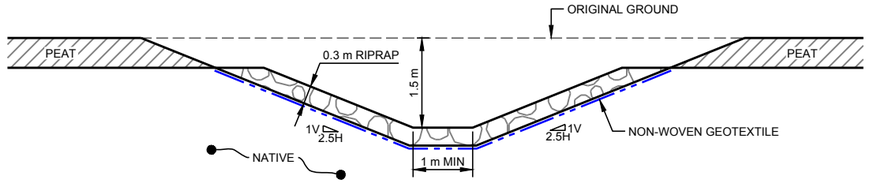
0 25 mm



TYPICAL WTRSF SECTION
SCALE 1:150 m



TYPICAL WMP SECTION
SCALE 1:100 m



SCALE 1:50 m 1/1 TYPICAL PERIMETER COLLECTION DITCH

0 2 4
1:50 METRES

0 5 10
1:100 METRES

0 5 10
1:150 METRES

CLIENT
GALAXY LITHIUM CANADA INC.

CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-11
DESIGNED	MS
PREPARED	FZG
REVIEWED	MS
APPROVED	DJ

PROJECT
JAMES BAY LITHIUM PROJECT
PRELIMINARY ENGINEERING DESIGN

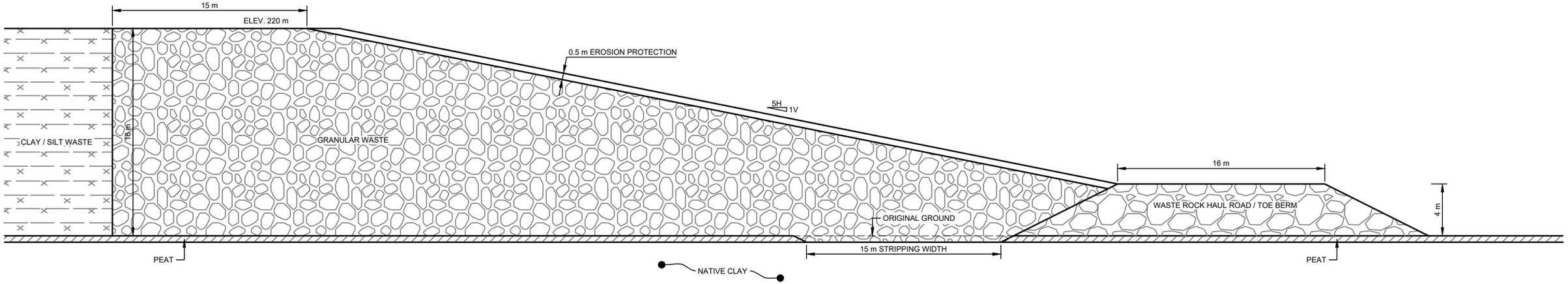
TITLE
TYPICAL WRTSF, WMP AND DITCH CROSS-SECTIONS

PROJECT NO.	CONTROL	REV.	FIGURE
20391077	11000	A	4

IF THIS MEASUREMENT DOES NOT MATCH WHAT IS SHOWN, THE SHEET SIZE HAS BEEN MODIFIED FROM: ANSI D

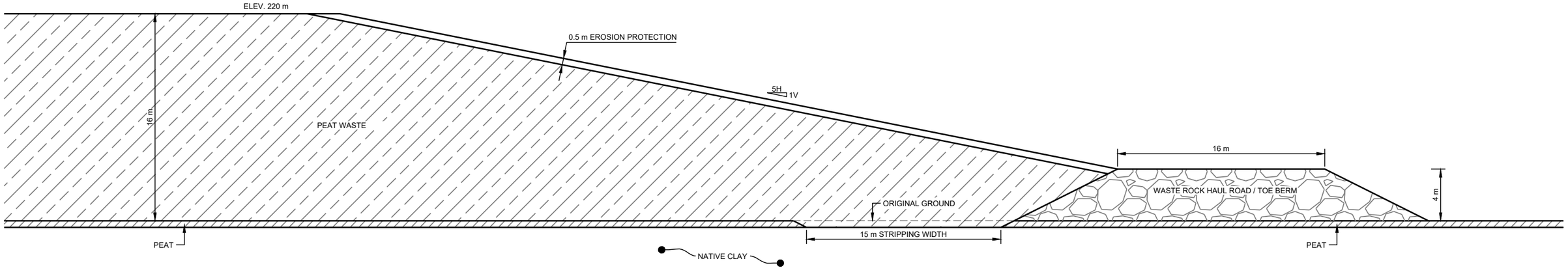
0 25 mm

Path: \\golder.gds\GAL\Mississauga\SIM\Clients\Galaxy_Lithium\James_Bay\99_PROJ\20391077\40_PROD\0001_Sections\ | File Name: 20391077-0001-CM-0001.dwg | Last Edited By: fgong Date: 2021-01-29 Time:9:50:56 AM | Printed By: FGong Date: 2021-01-29 Time:9:51:11 AM



TYPICAL OPSF SLOPE SECTION - OVERBURDEN SOIL ZONE

SCALE 1:150 m



TYPICAL OPSF SLOPE SECTION - PEAT ZONE

SCALE 1:150 m

0 5 10

1:150 METRES

GOLDER

CLIENT	GALAXY LITHIUM CANADA INC.
CONSULTANT	GOLDER
YYYY-MM-DD	2021-03-11
DESIGNED	MS
PREPARED	FZG
REVIEWED	MS
APPROVED	DJ
PROJECT	JAMES BAY LITHIUM PROJECT
TITLE	**TYPICAL OPSF SLOPE SECTIONS**
PROJECT NO.	20391077
CONTROL	11000
REV.	A
FIGURE	5

IF THIS MEASUREMENT DOES NOT MATCH WHAT IS SHOWN, THE SHEET SIZE HAS BEEN MODIFIED FROM: ANSI D

0 25 mm

Path: \\golder.gds\GAL\Mississauga\Shl\Clients\Galaxy_Lithium\James_Bay\99_PROJ\20391077\40_PROD\0001_Sections\ | File Name: 20391077-000-1-CM-0002.dwg | Last Edited By: fgong Date: 2021-01-26 Time:2:14:27 PM | Printed By: FGong Date: 2021-01-26 Time:2:14:58 PM

APPENDIX A

Design Criteria

TECHNICAL MEMORANDUM

DATE December 16, 2020 **Project No.** 19135464-9000-Rev0

TO Patrick Gince
Galaxy Lithium

FROM Darrin Johnson **EMAIL darjohnson@golder.com**

WASTE ROCK TAILINGS STORAGE FACILITY DESIGN CRITERIA

JAMES BAY LITHIUM MINE PROJECT PRELIMINARY ENGINEERING

1.0 INTRODUCTION

Golder Associates Ltd. (Golder) has been retained by Galaxy Lithium (Canada) Inc. (GLCI) to complete Preliminary Engineering Design of the Waste Rock Tailings Storage Facility (WRTSF) and related water management systems for the proposed James Bay Lithium Mine Project in Québec. This memorandum outlines design criteria based on applicable regulatory standards and guidelines, project information provided by Galaxy, and assumptions based on Golder's experience with similar projects, which will serve as the basis for the Preliminary Engineering Design. Golder is also providing input into the stockpile geotechnical slope stability (stockpiles to be designed by G-Mining).

2.0 MINE PRODUCTION SCHEDULE

G-mining is responsible for developing the mine plan for the project. Proposed production rates and mine waste produced by year are summarized in Table 1. The information is sourced from G-mining's updated mine schedule for the project which has been provided to Golder (MS Excel file titled "Galaxy Schedule_2020-12-03_Shared").

Table 1: Proposed Mine Production Rates (GMS, 2020e)

Year	Ore Milled (t)	Tailings Generated (t)	Waste Rock (t)	Overburden (t)
-1	0	0	1,837,688	478,724
1	2,000,000	1,700,000	5,025,313	967,923
2	2,000,000	1,700,000	6,045,645	0
3	2,000,000	1,700,000	5,147,954	830,390
4	2,000,000	1,700,000	5,286,049	656,616
5	2,000,000	1,700,000	5,985,567	14,433
6	2,000,000	1,700,000	5,283,752	252,004

Golder Associates Ltd.
6925 Century Avenue, Suite #100, Mississauga, Ontario, L5N 7K2, Canada T: +1 905 567 4444 F: +1 905 567 6561

Golder and the G logo are trademarks of Golder Associates Corporation

Year	Ore Milled (t)	Tailings Generated (t)	Waste Rock (t)	Overburden (t)
7	2,000,000	1,700,000	5,353,079	646,590
8	2,000,000	1,700,000	7,800,002	1,048,884
9	2,000,000	1,700,000	8,445,275	190,565
10	2,000,000	1,700,000	9,027,489	1,842
11	2,000,000	1,700,000	8,851,748	148,252
12	2,000,000	1,700,000	9,409,258	0
13	2,000,000	1,700,000	9,225,094	0
14	2,000,000	1,700,000	9,070,236	0
15	2,000,000	1,700,000	6,753,935	246,065
16	2,000,000	1,700,000	6,963,663	319,143
17	2,000,000	1,700,000	6,000,000	0
18	2,000,000	1,700,000	7,092,017	0
19	901,720	766,462	1,300,620	0
Total	**36,901,720**	**31,366,462**	**129,904,382**	**5,801,431**

Note: 1. Tailings produced at a rate of 85% of ore milled.

3.0 PROPOSED MINE WASTE STORAGE FACILITIES

3.1 Mine Waste Storage Facilities

The general arrangement (GA) drawing for the Preliminary Economic Assessment has been developed by G-Mining (GMS, 2020d). Waste rock and tailings will be co-disposed in the WRTSF. The WRTSF will receive waste rock trucked from the open pits and filtered tailings trucked from the production plant. The tailings will be filtered to an approximate solids content of 75% (by mass). In addition, overburden and peat excavated from open pit development will be stockpiled adjacent to the West WRTSF in the Overburden and Peat Storage Facility (OPSF). Mine operating data and calculated tailings design parameters are summarized in Table 2 (attached).

It is currently envisioned that mine waste will be placed in the following storage facilities:

1. OPSF (overburden and peat from open pit stripping)
2. West WRTSF (co-disposed waste rock and tailings with OPSF to the north)
3. North East WRTSF (co-disposed waste rock and tailings)
4. South West WRTSF (co-disposed waste rock and tailings)

5. East WRTSF (co-disposed waste rock and tailings)
6. In-pit waste rock disposal

3.2 Mine Waste Volumes

Table 3 summarizes the total tailings, overburden and waste rock in tonnes (provided by G-Mining) and estimated volumes over the life of the mine.

Table 3: Mine Waste Material Quantities

Mine Waste Material	Tonnes	Density (t/m^3)	Volume (m^3)
Tailings	31,366,462	1.7	18,450,860
Total Overburden	5,801,431	2.0	2,900,716
Waste Rock	129,904,382	2.0	64,952,191

4.0 PHYSICAL SETTING

4.1 Monthly Precipitation and Evaporation

Table 4 summarizes average monthly and annual total precipitation and lake evaporation for the project site.

Table 4: Monthly Total Precipitation and Evaporation

Month	Average Total Precipitation1 (mm)	25-year-wet Total Precipitation1 (mm)	25-year-dry Total Precipitation1 (mm)	Average Total Precipitation – Climate Change2 (mm)	Evaporation1 (mm)
January	33	41.1	25.4	39.6	2
February	24	29.9	18.5	28.9	3
March	32	39.6	24.5	33.8	6
April	34	41.7	25.8	35.6	15
May	40	49.2	30.4	42.1	48
June	65	80.7	49.9	67.5	77
July	79	97.1	60.0	81.2	88
August	91	112.7	69.7	94.3	68
September	111	137.2	84.8	121.3	36
October	89	109.6	67.8	96.9	18

Month	Average Total Precipitation1 (mm)	25-year-wet Total Precipitation1 (mm)	25-year-dry Total Precipitation1 (mm)	Average Total Precipitation – Climate Change2 (mm)	Evaporation1 (mm)
November	72	89.0	55.0	78.7	7
December	46	57.0	35.3	55.0	3
Total Annual	**715.2**	**885.0**	**547.0**	**774.9**	**370**

[1]Stantec, 2019.
[2]Golder, 2020b.

4.2 Extreme Climate Variables

Table 5 summarizes extreme climate variables to be considered during the design of water management structures.

Table 5: Extreme climate variables to be considered during design of water management infrastructure

Parameter	Unit	Value	Source
1:100 year snow cover water equivalent	mm	388.5	WSP, 2018b
24-hr 1:100 year rainfall	mm	80.8	Stantec, 2019
24-hr 1:1000 year rainfall	mm	101.6	WSP, 2018b
24-hr Probable Maximum Precipitation (PMP)	mm	330.0	Golder, 2020b
Ice thickness during winter operations	m	2.0	Stantec, 2019

4.3 Runoff Coefficients

For water balance purposes, the monthly runoff coefficients for each catchment based on Thornthwaite equation as presented by Stantec (Stantec, 2019) will be assumed.

Volumetric runoff coefficients considered for the design of water management ponds are summarized in Table 6.

Table 6: Volumetric Runoff Coefficients Considered for the Design of Water Management Ponds

Type of surface	Volumetric runoff coefficient
WRTSF	0.44
OPSF	0.65

Type of surface	Volumetric runoff coefficient
Haul roads	0.65
Open Pit	0.65
Industrial (plant) area	0.65
Pond surface	1.00

4.4 Seismic Hazard

Peak ground acceleration (PGA) values for the James Bay Lithium Mine Project site obtained from the National Building Code of Canada seismic hazard database (NRCC, 2015) are summarized in Table 7.

Table 7: Peak Horizontal Ground Acceleration (NRCC, 2015)

Return Period (years)	100	475	1000	2475
Peak Horizontal Ground Acceleration (g)	0.004	0.014	0.022	0.038

Note: If required (i.e., depending on the dam hazard classification), the PGA of a 1:10,000 year earthquake will be estimated based on a linear extrapolation of available NRCC data in the absence of a site-specific seismic hazard assessment.

5.0 DESIGN CRITERIA

5.1 Guidelines

Recommendations from five different guidelines will be taken into account in the design of the mine waste storage facilities for the project. Table 8 summarizes the applicable references.

Table 8: Guidelines for Mine Waste Storage Facility Preliminary Design

Guideline	Comments
MDDELCC “Directive 019” (MDDELCC, 2012)	2012 version
Ministère de l’Énergie et de Ressources Naturelles “Guide de préparation du plan de réaménagement et restauration des sites miniers au Québec” (MERN, 2017)	2017 version
CDA “Dam Safety Guidelines” (CDA Guidelines)	2013 version
Technical bulletin of the CDA on the “Application of Dam Safety Guidelines to Mining Dams”	2014 version
Environment Canada Environmental code of practice for metal mines	2009 version

5.2 Water Management

The WRTSF and stockpiles will have perimeter water collection ditches draining to water management ponds (WMPs). The WMP dams will be designed as a water retaining structure. Table 9 lists proposed design criteria for the water management infrastructure.

Table 9: Water Management Pond Design Criteria

Component	Design Criteria	Design Comments	Source
Water Storage Volume	Normal operating water level (NOWL) based on water balance results for average climate conditions	NOWL considered from the maximum water storage for an average climate year	Standard practice
	Environmental Design Flood (EDF): 24-hr precipitation with a return period of 2,000 years and the snowmelt from a snow accumulation with a return period of 100-yr over 30 days.	EDF contained (no spillway discharge)	Directive 019
Emergency Spillway	Inflow Design Flood (IDF): Probable Maximum Flood (PMF)	IDF/PMF discharged through spillway	Directive 019
Freeboard	Freeboard (measured between the EDF water level and the dike crest): 1.0 m	Minimum freeboard assuming that downstream environment is not sensitive.	Directive 019
	Freeboard (measured from IDF water level and the dike crest): 0.5 m	Propose for current PEA level design to account for wave height.	Standard practice

5.3 Dam Classification

The WRTSF slopes and WMP dams will be classified using the Canadian Dam Association (CDA) “Dam Safety Guidelines” (2013) and “Application of Dam Safety Guidelines to Mining Dams” (2014). Dam classification will be used to determine the design criteria for slope stability, design floods and design earthquake levels.

The WMP dams will likely be classified as having a “Significant” consequence of failure because there is no downstream population at risk (i.e., temporary workers only), failure would not result in significant loss of important fish or wildlife habitat and that restoration or compensation of fish or wildlife habitat would be possible. The Quebec Directive 019 design storm requirements outlined above (in Section 5.2) exceed the CDA requirements for a “Significant” dam hazard classification

5.4 Slope Stability

Table 10 presents the factors of safety for slope stability from the CDA guidelines and/or Québec Directive 019, where applicable.

Table 10: Factors of Safety for Slope Stability

Loading Condition	Minimum Factor of Safety
Short-term	1.3
Long-term	1.5
Pseudo-static	1.1
Post earthquake (if required)	1.3

5.5 Design Earthquake Levels

Table 11 presents design earthquake levels based on CDA guidelines. Per Quebec Directive 019, the recurrence of the design earthquake must not be less than the annual exceedance probability of 1/2,475 years, which exceeds the CDA requirement for a “Significant” dam hazard classification.

Table 11: CDA (2013) Design Earthquake Levels for Dams

Dam Consequence Classification	Earthquake Design Ground Motion (EDGM) Annual Exceedance Probability (AEP)
Low	1/100
Significant	Between 1/100 and 1/1000
High	1/2475[1]
Very High	½ between 1/2475 and 1/10000 or MCE[2]
Extreme	1/10000 or MCE

[1] This level has been selected for consistency with seismic design levels given in the National Building Code of Canada
[2] MCE is the Maximum Credible Earthquake and has no associated AEP

5.6 Geochemistry

5.6.1 Waste Rock

Waste rock was previously geochemically characterized (WSP, 2018a) to determine how it should be managed according to Québec Directive 019 (MELCC). The classification serves to define design parameters of the WRTSF and waste rock stockpile to ensure aquifer protection prescribed by D019.

The waste rock appears to be non-PAG but metal leaching over the short-term only, therefore **Level A** groundwater protection measures will have to be applied. Based on the available geotechnical and hydrogeological investigation information the preliminary design will assume that the in-situ overburden will meet Québec Directive 019 (MDDELCC, 2012) requirements (i.e., no geomembrane liner will be required).

5.6.2 Tailings

James Bay Lithium Project tailings samples were geochemically characterized (WSP, 2018a) and are non-PAG but metal leaching. Based on the results of the geochemical testing completed to date, the WRTSFs will require a low permeability liner in accordance with Québec Directive 019 (MDDELCC, 2012). For the purposes of the preliminary design, we will assume that the in-situ overburden will meet the requirements of Québec Directive 019 (MDDELCC, 2012) and no geomembrane liner will be required beneath the WRTSFs. Furthermore, the infiltration rate beneath the West and North WRTSFs was identified to be lower than 3.3. L/m^2/day (WSP, 2020), indicating that a geomembrane liner will not be required in accordance with Québec Directive 019. Additional field investigation and hydrogeological analyses is required to confirm this assumption for the next phase of study.

5.7 Buffer Distances

The following constraints and buffer distances will be applied to the WRTSF and stockpile footprints:

- No destruction of Schedule 2 fish habitat areas.
- 60 m from natural water courses and identified fish habitat areas.
- Additional 30 m allowance for perimeter access roads and water collection ditches.

5.8 Additional Design Assumptions

The following additional general assumptions will be adopted for the James Bay Lithium Mine Project mine waste storage facility preliminary design:

- The mine waste infrastructure will be developed in a staged approach with respect to the water management strategy, with “Phase 1” being constructed to manage water up to End of Year 3, and “Phase 2” being the remaining balance of the Life of Mine (LOM).
- Phase 1 and Phase 2 mine infrastructure footprints will be provided by G-Mining.
- Limited geotechnical information is available for the site. Additional geotechnical investigation will be required during future studies to confirm foundation conditions.
- The WRTSF slopes will be constructed with waste rock from pit development.
- It is assumed that waste overburden will be used to construct the low permeability WMP dams. Geotechnical investigation will be required (during future studies) to confirm this assumption.
- Excess tailings process water and runoff will be collected in a WMP equipped with a pump to reclaim process water back to the mill (reclaim pump and pipeline designed/costed by G-Mining). Reclaim water from the WMP to the process plant will occur year-round.
- All seepage and runoff from the WRTSFs and OPSF will be collected in perimeter ditches and/or trenches and directed to the WMP (i.e., no net seepage loss).

6.0 REFERENCES

Canadian Dam Association (CDA, 2013). *Dam Safety Guidelines.*

Canadian Dam Association (CDA, 2014). *Technical Bulletin on "Application of Dam Safety Guidelines to Mining Dams".*

Golder Associates Ltd. (Golder, 2020a). *James Bay Lithium Pegmatite Project Value Engineering Study* - Trend Note 1000-B1-001: OPFS Construction Borrow Materials. 22 April 2020.

Golder Associates Ltd. (Golder, 2020b). *James Bay Lithium Pegmatite Project Value Engineering Study* - Trend Note 2000-B2-002: Water Management Pond (WMP) – Climate Analysis (Item B2). 22 April 2020

Golder Associates Ltd. (Golder, 2020c). *James Bay Lithium Pegmatite Project Value Engineering Study* - Trend Note 3000-B3-003: WMP Phased Construction (Item B3). 22 April 2020.

G Mining Services (GMS, 2020a). *James Bay Lithium Pegmatite Project Value Engineering Study – Site Layout Plans.* Reference numbers: 001-GE-DWG-0001-C3; 001-GE-DWG-0002-C3 and 001-GE-DWG-0003-C3. 23 April 2020.

G Mining Services (GMS, 2020b). J*ames Bay Lithium Pegmatite Project Value Engineering Study - Waste material balance spreadsheet*: GMSI Waste Dump Schedule_2020-03-05.xlsx. 23 March 2020.

G Mining Services (GMS, 2020c). *James Bay Lithium Pegmatite Project Value Engineering Study* - Trend Note 048: B4 Water Management. 14 April 2020.

G Mining Services (GMS, 2020d). *Preliminary Economic Assessment (PEA) – All Site General Key Plan – Plan View*. Reference number: 001-GE-DWG-0001-A. 4 December 2020.

G Mining Services (GMS, 2020e). *Preliminary Economic Assessment (PEA) – Galaxy Lithium James Bay Project Life of Mine Production Schedule*. MS Excel file received 08 December 2020.

Environment and Climate Change Canada (ECCC, 2009). *Environmental code of practice for metal mines*.

Ministère du Développement Durable, de l'Environnement et des Parcs (MDDEP, 2012). *Directive 019 sur l'industrie minière.*

National Research Council Canada (NRCC, 2015). *National Building Code of Canada- Seismic Hazard Calculation.*

Ouranos (2020). *Consortium sur la climatologie régionale et l'adaptation aux changements climatiques.* https://www.ouranos.ca/portraits-climatiques. Date of last access: May 20, 2020.

Stantec (2019). *Report: Galaxy Lithium - Mine Wide Water Balance, In support of the Feasibility study for the James Bay Project*., N°121622255.

WSP (2018a). *Mine de lithium Baie-James – Etude specialisee sur la geochimie*. July 2018.

WSP (2018b). *James Bay Lithium Mine, Environmental Impact Assessment, Volumes 1 to 3 and Appendices,* Project N°171-02562-00.

WSP (2020). *Note Technique No 2, Modelisation des futures haldes a steriles et residus miniers Project Galaxy – Scenario design 2,* Project N° 191-01753-00.

DCJ/MS/JPL

https://golderassociates.sharepoint.com/sites/119892/project files/5 technical work/9000 design criteria_dec2020/final design criteria memo/19135464_final_galaxy lithium wrtsf design criteria_16dec2020.docx

TABLE 2
TAILINGS MANAGEMENT FACILITY DESIGN PARAMETERS
GALAXY LITHIUM JAMES BAY PROJECT

Design Parameter	Symbol	Source or Calculation	Value	Unit
Mineral extracted			Lithium	
PRODUCTION				
Resources and Production				
Resources **(Note 1)**				
Included in PEA	A	**Galaxy**	36,901,720	t (metric)
Potential Future (not included in PEA)	B	**Galaxy**	3,898,280	t (metric)
Mill design rate **(Note 2)**				
annually	C	D * 365	2,100,000	t/year
daily	D	**Galaxy**	5,753	t/day
hourly	E	D / 24	240	t/hour
Process plant availability	F	G / C	95.2%	%
Nominal (average) ore processing rate **(Note 3)**				
annually	G	H * 365	2,000,000	t/year
daily	H	**Galaxy**	5,479	t/day
hourly	I	H / 24	228	t/hour
Mine life	J	A / G	18.5	years
Tailings				
Tailings : Ore ratio	K	**Galaxy**	85%	% by weight
Nominal (average) tailings production				
annually	N	G * K	1,700,000	t/year
daily	O	N / 365	4,658	t/day
hourly	P	O / 24	194	t/hour
Total tailings production	Q	N * J	31,366,462	t
DEPOSITED TAILINGS DENSITY & REQUIRED STORAGE VOLUME				
Specific Gravity of tailings solids	G_s	**Galaxy**	2.70	-
Deposited void ratio (volume voids / volume solids)	e	**Assumed**	0.59	-
Deposited dry density	ρ_d	$G_s / (1 + e)$	1.70	t/m^3
% solids of deposited tailings	R	$G_s / (G_s+e)$	82.1%	% solids by weight
Required storage volume of tailing solids				
annually	S	N / ρ_d	1,001,111	m^3/year
daily	T	S / 365	2,743	m^3/day
hourly	U	T / 24	114	m^3/hour
Total required storage volume of tailing solids	V	N / ρ_d x J	18,471,361	m^3
PROCESS WATER				
Discharged tailings solids content	W	**Galaxy**	75%	% solids by weight
Volume of water in tailings from mill (nominal)				
annually	X	(N / W) - N	566,667	m^3/year
daily	Y	X / 365	1,553	m^3/day
Saturated water content of deposited tailings	w	e / G_s	21.9%	% by weight
Volume of water retained in deposited tailings				
annually	Z	N x w	371,481	m^3/year
daily	AA	Z / 365	1,018	m^3/day
Volume of water released from deposited tailings				
annually	BB	X - Z	195,185	m^3/year
daily	CC	Y - AA	535	m^3/day

NOTES:

1 Based on reported resource by Galaxy and mine plan by G-Mining.

2 The design rate is used for design of the mill equipment, pumps, and pipelines. It considers the mill to be at full operational availability and is always larger than the nominal rate.

3 The nominal (average) rate is used to size the tailings storage facility. It accounts for planned shutdowns and the operational availability of the mill.

APPENDIX B

Site Wide Water Balance

TECHNICAL MEMORANDUM

DATE March 19, 2021 **N° de projet** 19135464-11000

TO Galaxy Lithium (Canada) Inc.

C.C

FROM Joao Paulo Lutti and Vlad Rojanschi **EMAIL ADDRESS** joaopaulo_lutti@golder.com

APPENDIX B - JAMES BAY LITHIUM MINE PROJECT – PRELIMINARY ENGINEERING DESIGN – WATER MANAGEMENT PONDS DESIGN AND SITE-WIDE WATER BALANCE UPDATE

1.0 INTRODUCTION

Galaxy Lithium (Canada) Inc. (GLCI) undertook preliminary engineering design studies for the James Bay Lithium Mine Project (JBLMP) in support to the project Preliminary Economic Assessment (PEA). The project is presently an undeveloped lithium mine property located in northwestern Quebec, approximately 380 km north of the town of Matagami.

Golder Associates Ltd. (Golder) was commissioned to complete preliminary engineering design of the water management ponds (WMPs) associated to the mine waste rock and tailings storage facilities (WRTSF), and to update an initial site-wide water balance model, which was developed in support of the JBLMP previous feasibility study, to account for the new site arrangement and water management plan.

This appendix details the design of the two WMPs, and the results of the updated site-wide water balance model as part of the JBLMP preliminary engineering design study.

2.0 SITE SURFACE WATER MANAGEMENT STRATEGY

The proposed surface water management strategy for the site has been developed in conjunction with the WRTSF and overburden and peat storage facilities (OPSF) design and considering the preliminary site layout for the JBLMP. All runoff water generated by precipitation, which falls on areas impacted by mining activities, is considered “contact water.” Contact water will be collected and retained prior to being treated (if required) and released to the environment.

The surface water management strategy for the JBLMP includes the following:

- Divert natural runoff (i.e., non-contact water) around areas impacted by mining activities to limit mixing of natural runoff with contact water (i.e., reduce the volume of contact water requiring management).
- Limit the risk of discharging contact water to the environment.

Golder and the G logo are trademarks of Golder Associates Corporation golder.com

- Collect all runoff and seepage from the WRTSFs and OPSF. Contact water from the WRTSFs and OPSF will be collected in perimeter ditches that drain to either the North WMP (NWMP), East WMP (EWMP) or the open pit. Water collected in the EWMP and in the open pit mine will be pumped to the NWMP, which is the main water management pond for the site.
- Prioritize reuse (i.e., reclaim) of contact water from the NWMP to the process plan to minimize fresh water requirements (i.e., fresh water taking).
- Have one single effluent point (CE2 Creek).

3.0 WATER MANAGEMENT PONDS – PRELIMINARY DESIGN

This section presents the design of the two water management ponds; the EWMP and NWMP.

East Water Management Pond

The EWMP will collect seepage and runoff from the East-WRTSF only. Water collected in this pond will be pumped towards the NWMP. This pond is designed to operate at a low water level (or empty) most time, except during the spring freshet. In spring, snowmelt and rainfall seepage and runoff will be stored until the complete melt of the snow cover. Once the snowmelt ends, water will be pumped to the NWMP.

North Water Management Pond

The NWMP is designed to function as the main WMP of the site and will ultimately collect seepage and runoff from the entire mine site. At the beginning of winter, the pond will store enough water to supply the mill with process water during the winter. At the beginning of spring, the water level will be maintained at a low water level to preserve storage capacity to contain the spring freshet volume. Once the spring freshet ends, the excess of water will be treated (if required) and released to the environment.

3.1 Design Criteria

As recommended by the Directive 019 (MDDEP, 2012), both WMPs are designed to contain a design flood (“crue de projet”) without spillage of non-treated water to the environment, ensuring a minimal freeboard of 1.0 m (measured between the design flood water level and the dyke crest). The design flood is a combination of a 24-hour precipitation with a return period of 1,000 years and the snowmelt over 30 days from a snow accumulation with a return period of 100 years.

Table 1 lists the proposed design criteria selected for the design of the WMPs.

Table 1: Water Management Pond – Hydrological and Hydrotechnical Design Criteria

Description	Unit	Value	Comments
Minimum pond water storage for plant water supply. Applied at the beginning of the freshet for the NWMP only. (note 1)	m^3	48 700	Includes a 30% contingency. Accounts for a 30 m^3/h plant water demand for 52 days, based on the historical variation of the snowmelt date (Stantec, 2009).

Description	Unit	Value	Comments
Ice thickness during winter operations (note 1)	m	2.0	The ice thickness has an impact on the overall pond volume and, especially, for the required plant water supply winter reserve.
Volumetric runoff coefficient for WRTSF		0.44	Assumes a very permeable surface, even during flood events, including spring flood events (e.g. no increased runoff on a frozen surface)
Volumetric runoff coefficient for OPSF		0.65	The 0.65 coefficient considers that the ground surface maintains a reasonable infiltration capacity even under extreme spring freshet conditions; for the open pit area, it considers that a small amount of accumulation is acceptable during very wet conditions.
Volumetric runoff coefficient for the open pit		0.65	
Volumetric runoff coefficient for roads		0.65	
Volumetric runoff coefficient for the industrial (plant) area		0.65	
Volumetric runoff coefficient for the pond surface		1.00	No significant pond seepage losses. Pond evaporation losses are negligible during short-term flood events.

Note 1: These criteria apply only for the design of the North Water Management Pond

3.2 Extreme Climate Input

Table 2 summarizes extreme climate input used in the preliminary design of the WMPs.

Table 2: Extreme Climate Input Used in the Preliminary Design of Water Management Ponds

Parameter	Unit	Value	Source
1:100 year snow cover water equivalent	mm	388.0	WSP, 2018
24-hr 1:1000 year rainfall	mm	101.6	WSP, 2018

3.3 Design Flood

Other than the extreme climate input, the assessment of WMPs design flood uses the catchment area draining towards each pond. Figures B-1 and B-2 (attached at the end of the memo) present the catchment limits considered for each of the two project phases.

Table 3 presents the WMPs estimated design flood volumes.

Table 3: Water Management Ponds Design Flood Volumes

Pond	Project Phase	Catchment Area (km^2)	Volumetric Runoff Coefficient (area-weighted)	Design Flood Volume (m^3)
NWMP	Phase 1	1.20	0.64	376,200
	Phase 2	2.72	0.60	792,700
EWMP	Phase 1	0.43	0.56	117,100
	Phase 2	0.67	0.51	168,600

3.4 Preliminary Design

The EWMP will have a maximum storage capacity of 0.18 Mm^3 sufficient to contain the design flood with a minimal freeboard of 1.0 m between the design flood water level and the dyke crest.

The NWMP will have a storage capacity of 1.36 Mm^3, as detailed in Table 4.

Table 4: North Water Management Pond Preliminary Design - Phase 2

Elevation (m)	Storage Volume (m)	Description
198.2	0	Pond base
198.5	48,700	Plant water supply needs (end-of-winter minimum allowance)
200.5	359,700	Top of late winter ice layer (2 m)
204.9	1,152,400	Maximum water level during the Design Flood (Directive 019 “crue de projet”)
205.9	1,358,800	Minimum dyke crest, 1.0 m above the maximum Design Flood water level

4.0 SITE-WIDE WATER BALANCE UPDATE

The objective of the site-wide water balance review is to:

- estimate the effluent discharge to CE2 Creek; and
- define a water management strategy for the North Water Management Pond (NWMP) that is in accordance with the NWMP design while providing a year-long process plant water supply.

The initial site-wide water balance was developed by Stantec (2019) using a Microsoft Excel spreadsheet to simulate monthly water fluxes. For the current update, GLCI provided Golder with a copy of the initial model

spreadsheet. As instructed by GLCI, Golder kept the model's structure along with unchanged assumptions, as much as possible. For this reason, this technical memorandum should be considered a complement of the Stantec (2019) report; reading both documents is required to understand the site-wide water balance model as the current memorandum does not document all Stantec (2019) model details.

The following sections document:

- Golder's updates to the Stantec (2019) water balance model;
- the results of the updated model; and
- Golder's recommendations for future project phases.

4.1 Initial Water Balance Model

A flow logic diagram of the initial model (Stantec, 2019) is presented in Figure B-3:

- The model calculates monthly evaporation, runoff, and infiltration for each catchment based on precipitation and temperature climate data and the Thornthwaite equation (Stantec, 2019).
- The site-wide runoff was collected in two ponds. The water is being reused as process water at the ore process plant. The surplus is being discharged to the environment to two natural creeks (i.e., CE2 Creek and CE3 Creek).

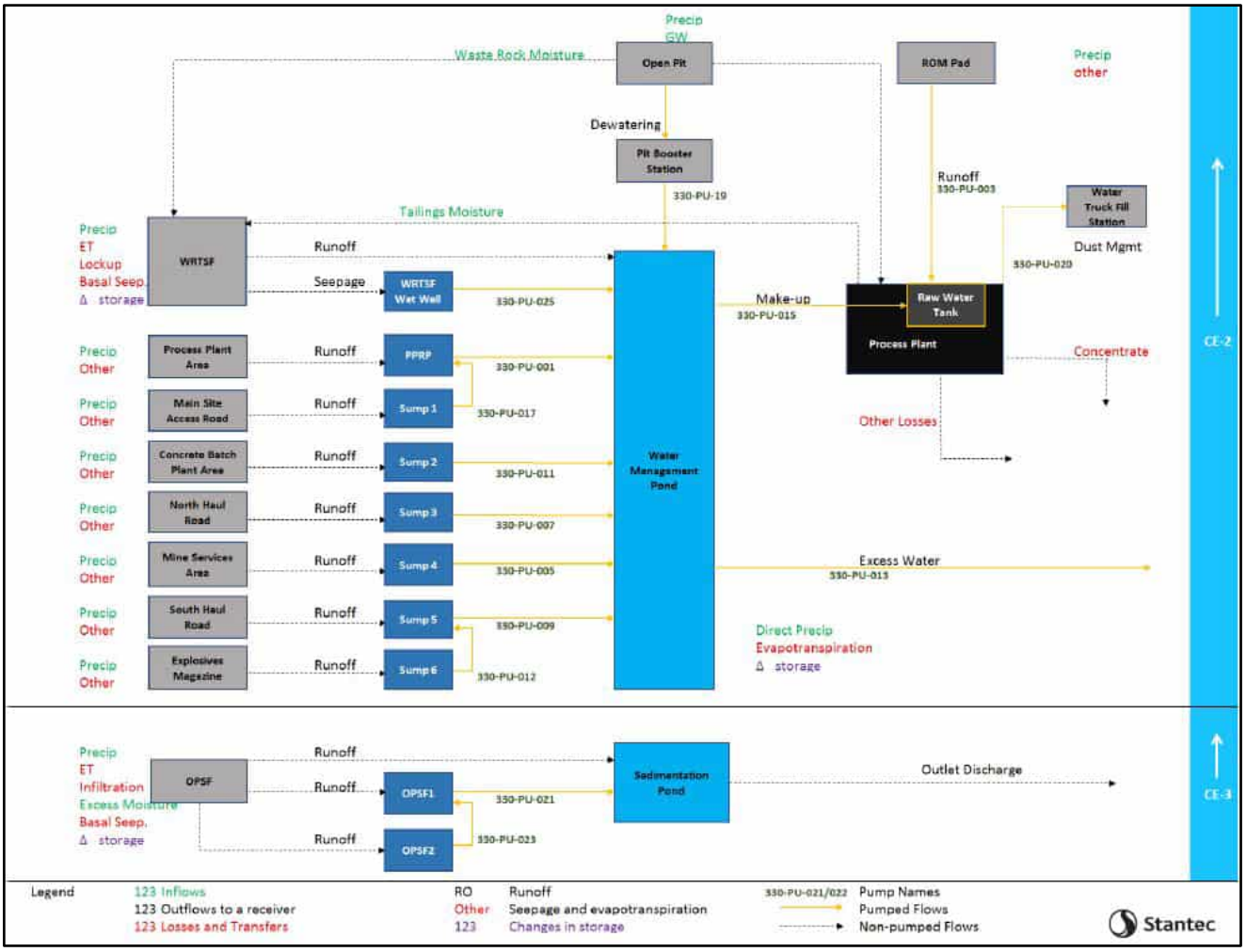


Figure B-3: Site Wide Water Balance Flow Diagram From Initial Water Balance Model (Stantec, 2019)

4.2 Changes to the Initial Water Balance Model

This section describes the updates made by Golder to the initial water balance model (Stantec, 2019) in the current study.

4.2.1 Updated Water Management Plan and Flow Logic Diagram

Golder updated the initial water balance model (Stantec, 2019) to reflect the preliminary engineering design study changes. The main updates to the water management plan are:

- All site runoff will be ultimately managed at the NWMP.
- Runoff from infrastructure located north of CE3 Creek will be conveyed to the NWMP mostly by gravity.
- Runoff from the open pit and infrastructure located south of the CE3 Creek will be collected in the EWMP or in a sump in the open pit, and will be pumped to NWMP.

The preliminary engineering design staged the water management plan in two phases, Phase 1 until the end of Year 3 of operations and Phase 2 for the remaining life of the mine. The site layouts for the two phases are presented in the main body of the Tailings, Waste Rock, Overburden and Water Management Facility Preliminary Engineering Design Report.

The updated flow logic diagrams for the site-wide water balance model and for the two development phases are presented in Figures B-9 and B-10 (in Section 4.3).

4.2.2 Climate Scenarios

Climate inputs to the initial water balance model and the updated model are precipitation and pond evaporation. Pond evaporation was kept constant, using monthly average values for all climate scenarios; precipitation alone was varied between the scenarios. Stantec (2019) defined three climate (precipitation) scenarios:

- Average conditions
- 1:25 year wet
- 1:25 year dry

Stantec (2019) developed precipitation statistics were calculated based on records from the La Grande Rivière climate station (operated by Environment and Climate Change Canada - ECCC).

For the current water balance update, Golder defined a new climate (precipitation) scenario accounting for potential climate change impact on the average climate conditions. Average seasonal change ratios were applied to the historical average monthly precipitation based on (Ouranos 2020) 2041-2070 Moderate Emission Scenario climate change predictions. According to the selected scenario, mean precipitation is predicted to increase by 19.3% in winter, 5.7% in spring, 3.5% in summer, and 9.4% in fall. Golder applied these change percentages to the Stantec (2019) average monthly precipitation values, as shown in Table 5.

Table 5: Average Total Precipitation Values for Current and Future Climate Conditions

Month	Average Precipitation – Historical Climate (Stantec, 2019) (mm)	Average Precipitation – Climate Change Scenario (note 1) (mm)
January	33.2	39.6
February	24.2	28.9
March	32.0	33.8
April	33.7	35.6
May	39.8	42.1
June	65.2	67.5

Month	Average Precipitation – Historical Climate (Stantec, 2019) (mm)	Average Precipitation – Climate Change Scenario (note 1) (mm)
July	78.5	81.2
August	91.1	94.3
September	110.9	121.3
October	88.6	96.9
November	71.9	78.7
December	46.1	55.0
ANNUAL TOTAL	**715.2**	**774.9**

Note 1: Developed by applying changes extracted from Ouranos (2020) 2041-2070 Moderate Emission Scenario to Stantec (2019) historical average values.

4.2.3 Catchment Areas

Catchments areas were updated relative to Stantec (2019) based on the updated site layout from the preliminary engineering design study. Table 6 presents the updated catchment area values. Figures B-1 and B-2 (attached at the end of the memo) present the catchment limits considered for each of the two project phases.

Table 6: Catchment Areas Considered on the Site Wide Water Balance Update

Facility	Year of Operation	Area (ha)
Water Management Ponds	-1 to 3	22.1
	4 to 19	34.9
Waste Rock and Tailings Storage Facility (WRTSF)	-1 to 3	61.2
	4 to 19	172.5
Overburden and Peat Storage Facility (OPSF)	-1 to 3	11.4
	4 to 19	25.4
Process Plant	-1 to 19	9.6
Concrete Batch Plant	-1 to 19	6.2

Facility	Year of Operation	Area (ha)
North Haul Roads (north of CE3 Creek)	-1 to 19	10.9
South Haul Roads (south of CE3 Creek)	-1 to 19	18.1
Explosives Magazine	-1 to 19	0.9
ROM Pad	-1 to 19	4.2

4.2.4 Production Rates

Preliminary engineering design updated ore, tailings and waste rock production rates are presented in Table 7.

Table 7: Ore, Tailings and Waste Rock Production Rates

Year of Operation	Ore Production (t)	Tailings Production (t)	Waste Rock Production (t)
-1	0	-	1,837,688
1	2,000,000	1,700,000	5,025,313
2	2,000,000	1,700,000	6,045,645
3	2,000,000	1,700,000	5,147,954
4	2,000,000	1,700,000	5,286,049
5	2,000,000	1,700,000	5,985,567
6	2,000,000	1,700,000	5,283,752
7	2,000,000	1,700,000	5,353,079
8	2,000,000	1,700,000	7,800,002
9	2,000,000	1,700,000	8,445,275
10	2,000,000	1,700,000	9,027,489
11	2,000,000	1,700,000	8,851,748
12	2,000,000	1,700,000	9,409,258
13	2,000,000	1,700,000	9,225,094
14	2,000,000	1,700,000	9,070,236
15	2,000,000	1,700,000	6,753,935
16	2,000,000	1,700,000	6,963,663
17	2,000,000	1,700,000	6,000,000
18	2,000,000	1,700,000	7,092,017
19	901,720	766,462	1,300,620
TOTAL	**36,901,720**	**31,366,462**	**129,904,384**

4.2.5 Site-Wide Soil Balance

The preliminary engineering design study updated the site-wide soil balance. The updated volumes are presented in Table 8.

Table 8: Site Wide Soil Balance

Operation Year	Organic Soil / Peat (m^3)	Clay (m^3)	Granular Soil (m^3)
-1	32,224	363,525	505,696
1	15,302	0	732,583
2	0	0	0
3	10,587	122,188	701,209
4	10,381	0	496,968
5	944	1547	10,924
6	3,984	0	190,732
7	1	0	489,379
8	16,582	0	793,860
9	3,013	0	144,231
10	29	0	1,394
11	0	0	112,206
12	0	0	0
13	0	0	0
14	0	0	0
15	3,890	0	186,237
16	5,045	0	241,547
17 to 19	0	0	0
TOTAL	**101,983**	**487,259**	**4,606,966**

4.2.6 North Water Management Pond Operating Rules

The following NWMP operating rules were implemented in the updated water balance model:

- The pond water level is lowered before the spring freshet to accommodate the Directive 019 Project Flood without overflow as recommended by (MDDEP, 2012).
- No water is discharged from the NWMP to the environment during the spring freshet.
- After the spring freshet, the contact water from the site is pumped to the NWMP while maintaining a minimum 1 m freeboard below the pond's spillway invert.
- From November to March, the minimal NWMP operational water volume is defined considering a maximum process plant demand of 30 m³/h (Stantec, 2019)[1] for the remainder of the winter season. The monthly timestep model assumes the spring freshet starts on May 1. If the available water storage in the pond is below the minimal operational storage, no water is pumped from the NWMP to the final effluent.
- The NWMP maximum and the minimal operational water volumes, as they were implemented in the updated water balance models, are presented on Tables 9 and 10.

The NWMP operating rules influence the monthly effluent discharge, but change little the annual effluent volume.

[1] The VE study did not define an updated process plant demand.

Table 9: North Water Management Pond Maximum Operational Water Volumes (m^3)

Month of the Year	Year of Operation			NWMP Operational Strategy to Maintain the Pond Volume below the Maximum Operational Water Volumes
	-1	1 to 3	4 to 17	
1	386,700	386,700	756,000	Progressive level drawdown to provide capacity to store a D019 Design Flood in spring
2	326,300	326,300	623,900	Progressive level drawdown to provide capacity to store a D019 Design Flood in spring
3	265,800	265,800	491,800	Progressive level drawdown to provide capacity to store a D019 Design Flood in spring
4	205,300	205,300	359,700	Maintain process plant water supply (late freshet allowance) + allow for late winter icepack thickness (2 m)
5	609,600	609,600	1,186,500	Reaches maximum capacity in the event of a Directive 019 Design Flood
6	558,600	558,600	1,103,300	Progressive level drawdown after spring freshet
7	507,700	507,700	1,020,200	Maintain level 1 m below spillway invert
8	507,700	507,700	1,020,200	Maintain level 1 m below spillway invert
9	507,700	507,700	1,020,200	Maintain level 1 m below spillway invert
10	507,700	507,700	1,020,200	Maintain level 1 m below spillway invert
11	507,700	507,700	1,020,200	Maintain level 1 m below spillway invert
12	447,200	447,200	888,100	Progressive level drawdown to provide capacity to store a D019 Design Flood in spring

Table 10: North Water Management Pond Minimum Target Operational Water Volumes (m^3)

Month of the Year	Year of Operation			NWMP Operational Strategy to Maintain the Pond Volume above the Minimum Operational Water Volumes
	-1	1 to 3	4 to 17	
1	270 700	270 700	425 000	Maintain 3 months of process plant supply + Allow for late winter icepack thickness (2 m) + Maintain process plant supply in case of late freshet
2	248 900	248 900	403 300	Maintain 2 months of process plant supply + Allow for late winter icepack thickness (2 m) + Maintain process plant supply in case of late freshet
3	227 100	227 100	381 500	Maintain 1 month of process plant supply + Allow for late winter icepack thickness (2 m) + Maintain process plant supply in case of late freshet
4	205 300	205 300	359 700	Maintain process plant water supply (late freshet allowance) + Allow for late winter icepack thickness (2 m)
5	205 300	205 300	359 700	Maintain at least 1 month of process plant supply
6	205 300	205 300	359 700	Maintain at least 1 month of process plant supply
7	205 300	205 300	359 700	Maintain at least 1 month of process plant supply
8	205 300	205 300	359 700	Maintain at least 1 month of process plant supply
9	205 300	205 300	359 700	Maintain at least 1 month of process plant supply
10	205 300	205 300	359 700	Maintain at least 1 month of process plant supply
11	314 200	314 200	468 600	Maintain 5 months of process plant supply + Allow for late winter icepack thickness (2 m) + Maintain process plant supply in case of late freshet
12	292 500	292 500	446 800	Maintain 4 months of process plant supply + Allow for late winter icepack thickness (2 m) + Maintain process plant supply in case of late freshet

4.3 Water Balance Results

The following summarizes the main results of the updated water balance model:

- The annual water balance is positive even under the 1:25 year dry scenario, and the process plant demand could be supplied by the site runoff and pit dewatering flows. Effluent is expected to be discharged to the environment even under 1:25 year dry scenario. Under historical average climate conditions, the average monthly effluent discharge for the second phase of the mining operation is about 160,000 m³/month, with a peak discharge of about 320,000 m³/month in October, as presented in Figure B-4. The operational rules impose that there is no effluent discharge during the snowmelt period (May and June).

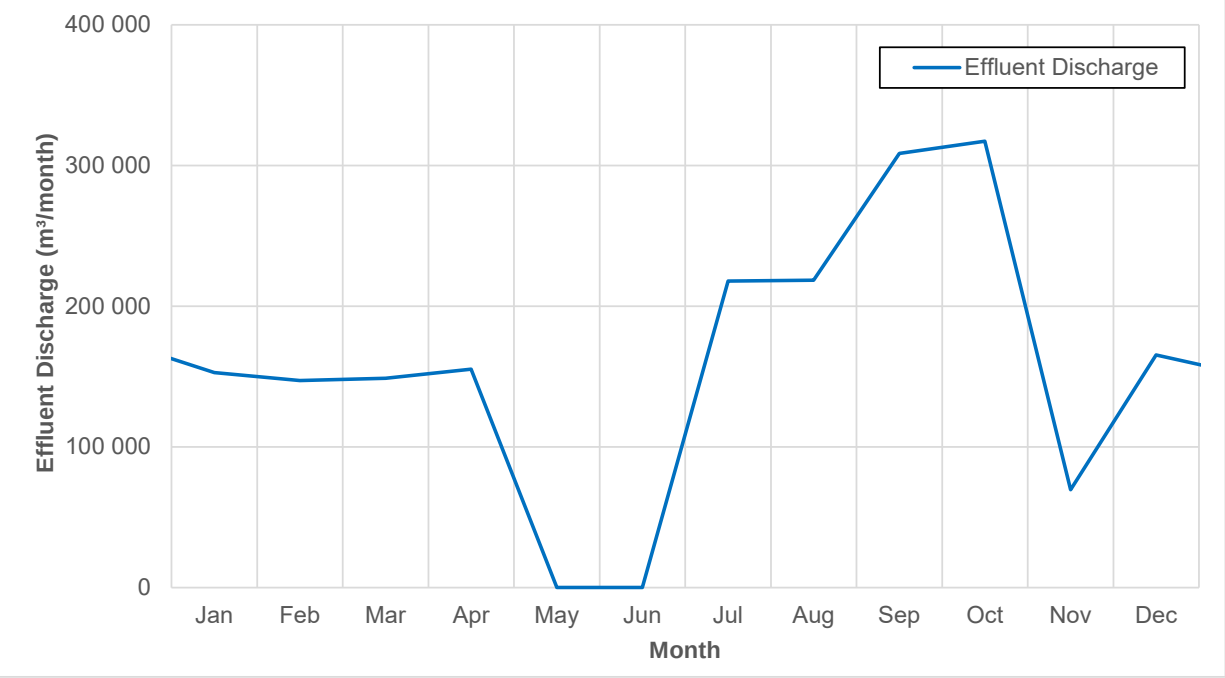


Figure B-4: Monthly Discharge Flows from the North Water Management Pond to Creek CE-2 under Normal Climate Conditions – Year 9 of Mine Operation

- For all 4 modelled climate scenarios, the water level in the NWMP remains below the spillway invert. This is expected because the NWMP was sized to contain the Directive 019 flood event, which is larger than the 1:25 year wet runoff.
- Figures B-5, B-6, B-7, and B-8 present the calculated NWMP monthly storage volumes and effluent discharge for the average, 1:25 year dry, 1:25 year wet, and climate change scenarios.
- Table 11 presents the annual effluent discharge values.
- Tables 12 and 13 present the monthly effluent discharge for Year 3 and Year 9, which are representative of the project's two operational phases.
- Figures B-9 and B-10 present the flow diagram including annual average flows for Year 3 and Year 9 for the simulated average (historical) climate conditions.

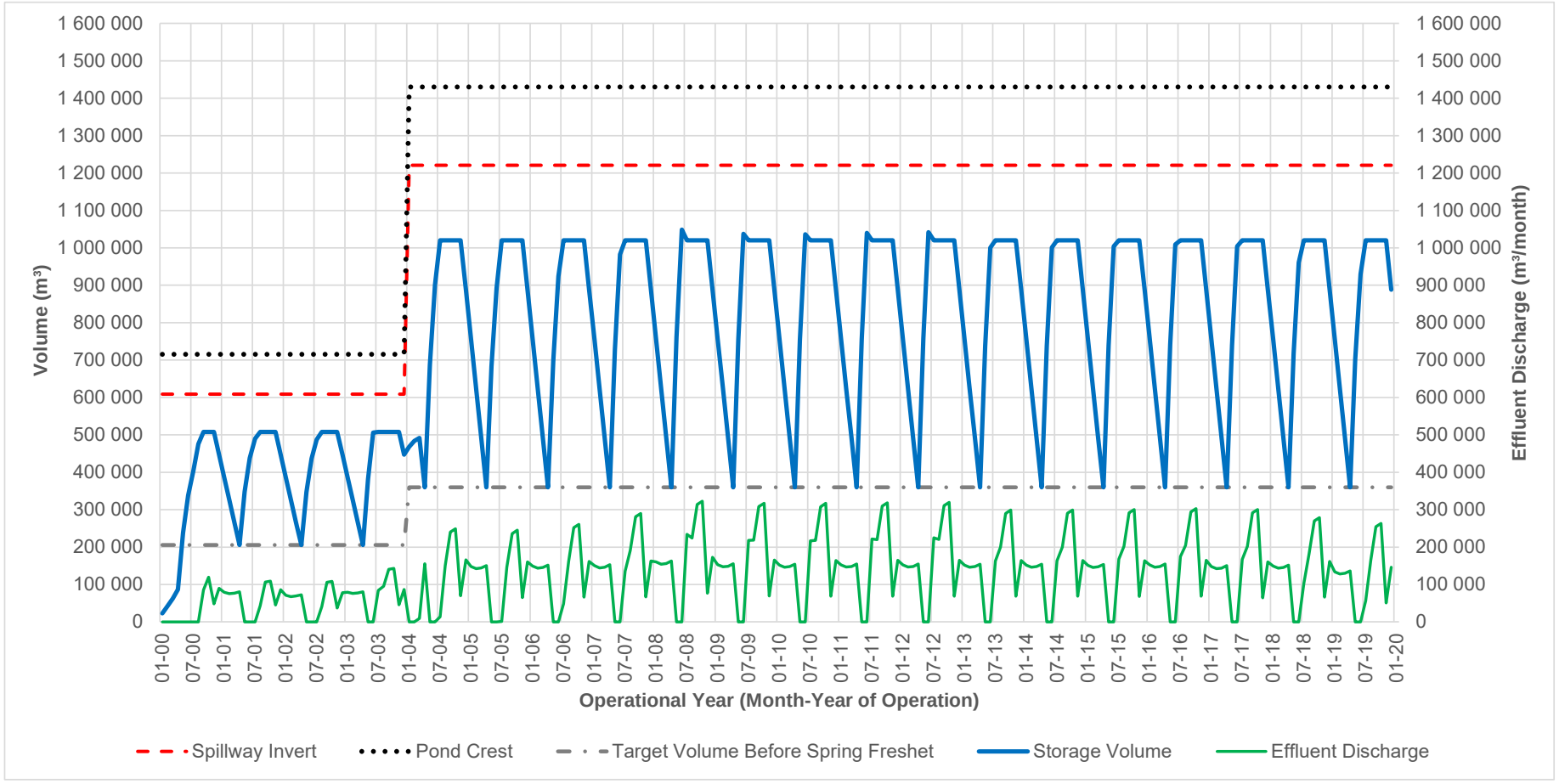


Figure B-5: North Water Management Pond Stored Water Volume and Effluent Discharge for Historical Average Climate Conditions

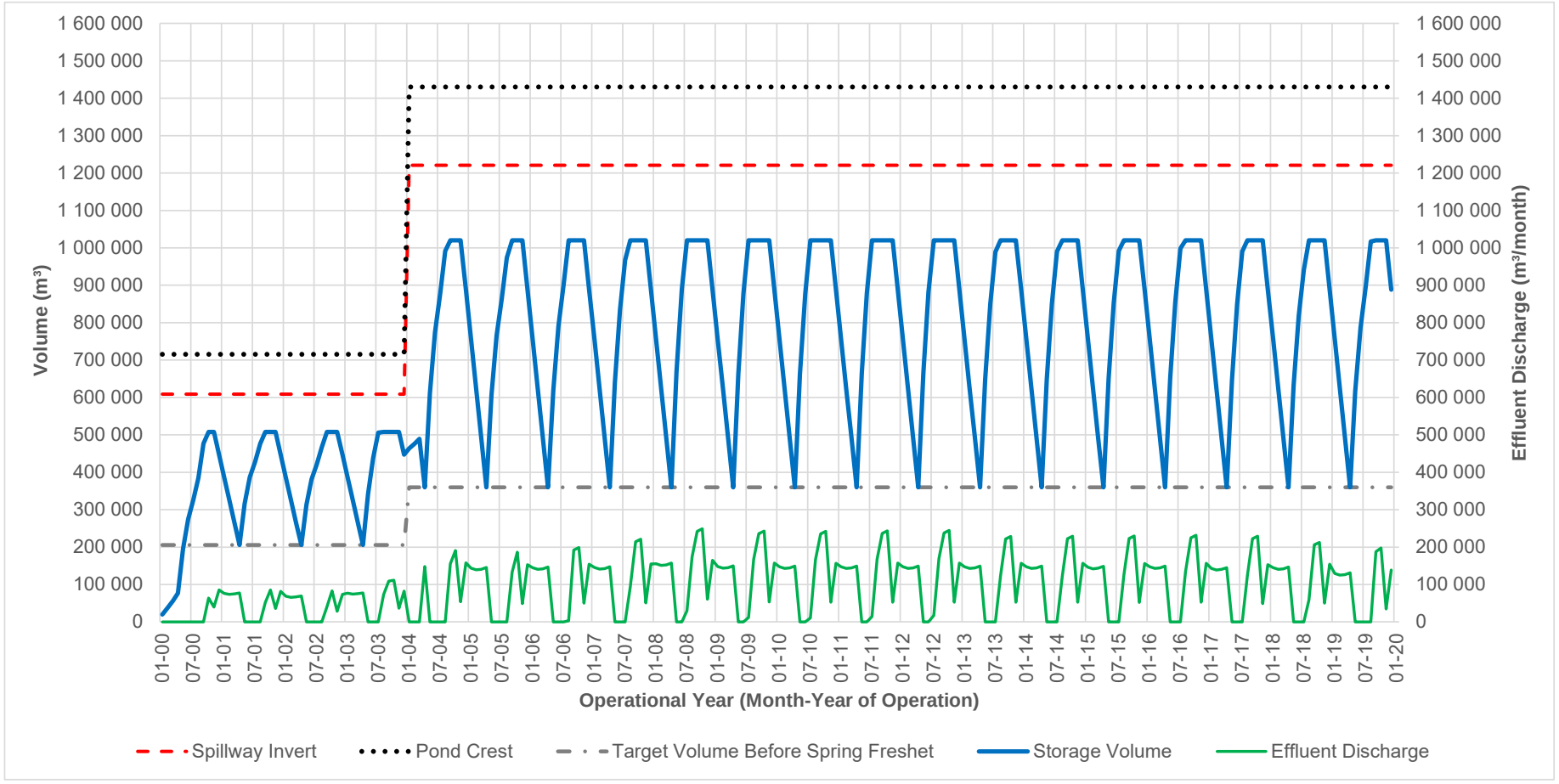


Figure B-6: North Water Management Pond Stored Water Volume and Effluent Discharge for 1:25 year Dry Climate Conditions.

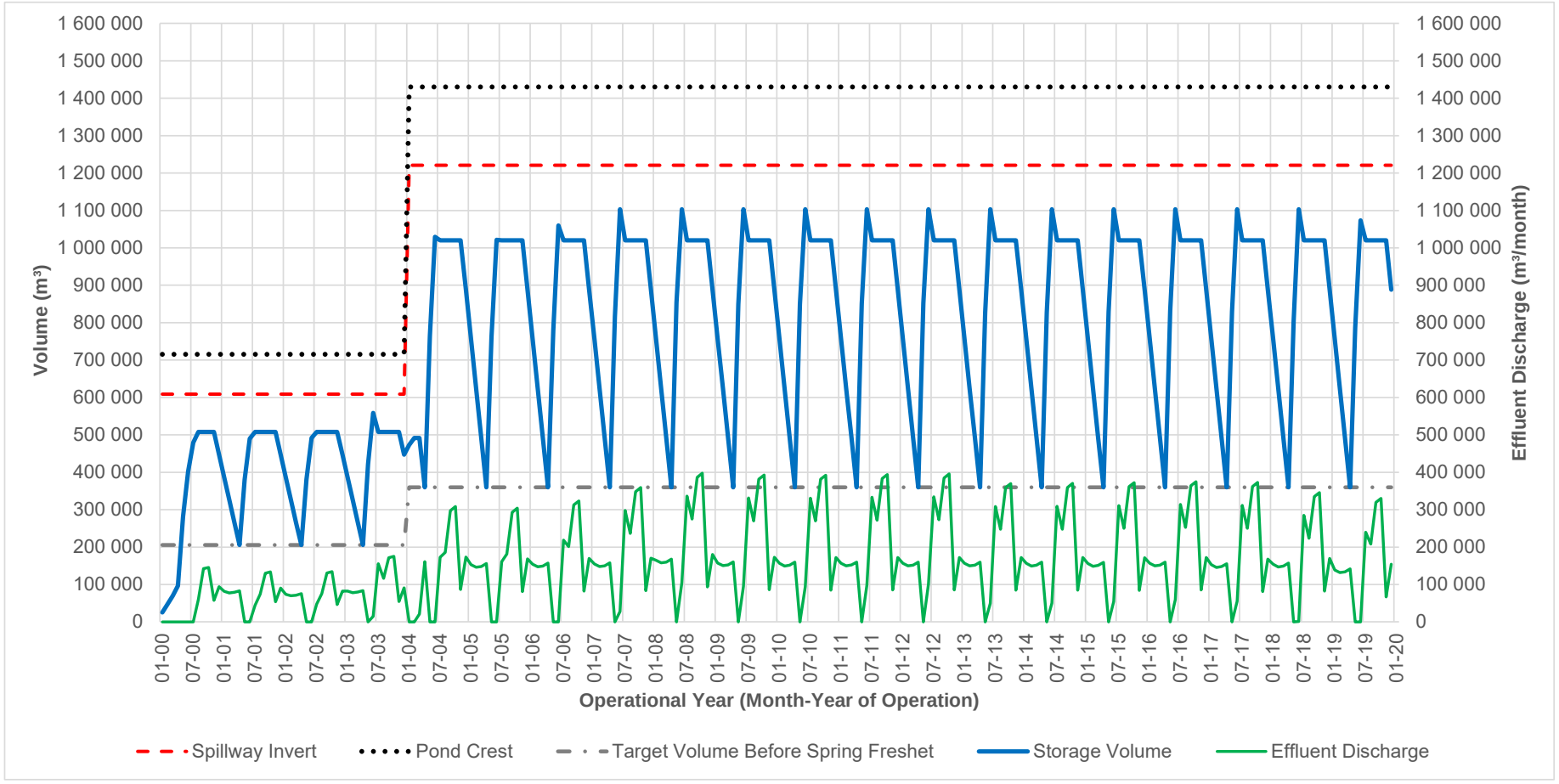


Figure B-7: North Water Management Pond Stored Water Volume and Effluent Discharge for 1:25 year Wet Climate Conditions.

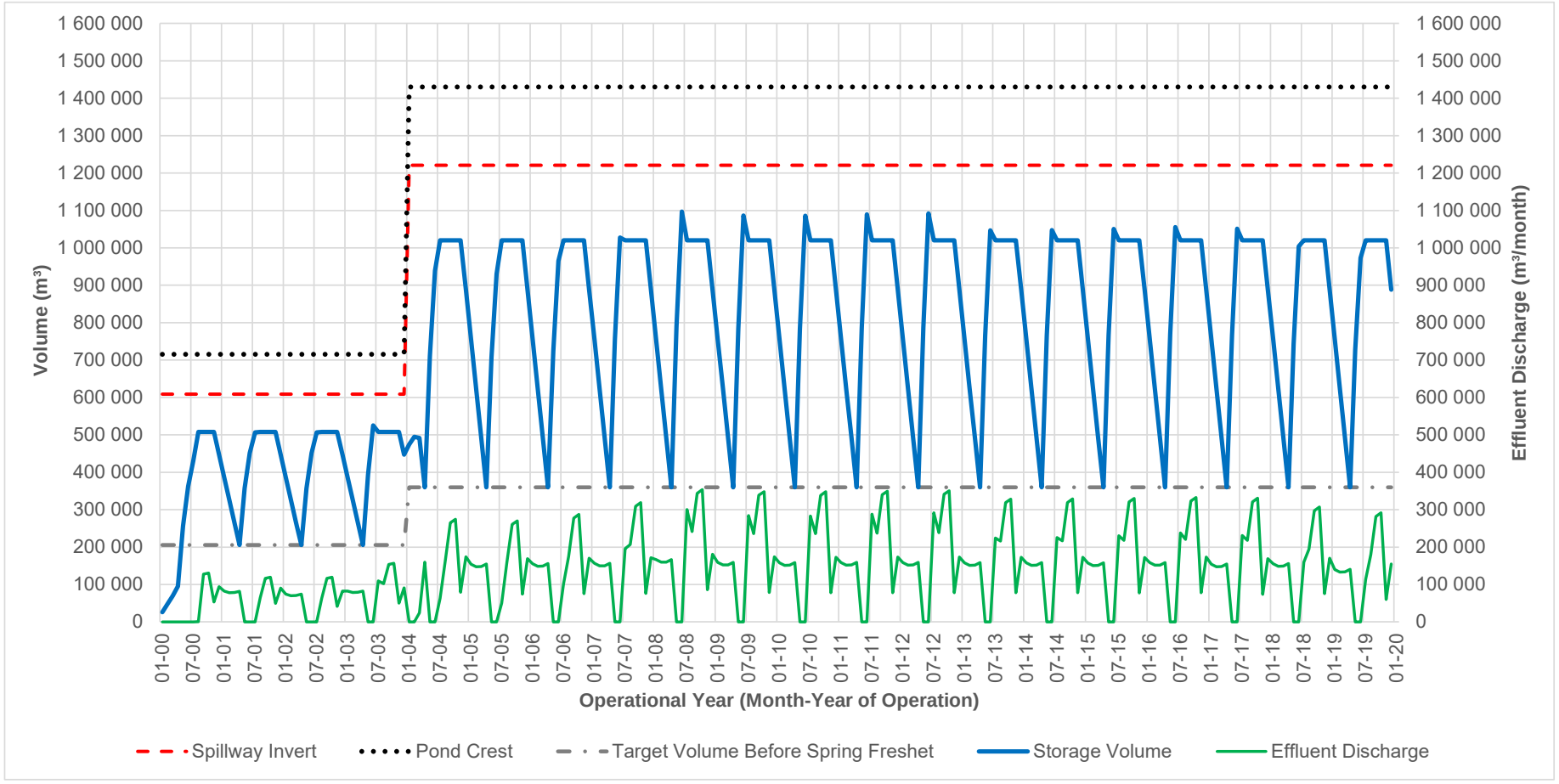


Figure B-8: North Water Management Pond Stored Water Volume and Effluent Discharge for Average Climate Conditions Considering the Potential Effects of Climate Change on Average Monthly Precipitation

Table 11: Annual Effluent Discharge from the North Water Management Pond

Year of Operation	Effluent Discharge (m^3) for Each Climate Scenario			
	Average Historical Conditions	1:25 Year Dry	1:25 Year Wet	Average Conditions Considering Potential Climate Change Effects
1	702,400	556,900	849,300	761,900
2	650,500	495,600	807,500	713,400
3	909,100	716,300	1,103,600	985,300
4	1,054,600	705,900	1,406,600	1,202,400
5	1,439,700	1,090,000	1,792,800	1,587,900
6	1,541,500	1,171,100	1,915,500	1,697,100
7	1,721,500	1,311,200	2,135,600	1,891,200
8	1,978,000	1,535,300	2,424,900	2,159,200
9	1,900,800	1,455,400	2,350,500	2,083,000
10	1,891,700	1,447,300	2,342,200	2,074,200
11	1,904,700	1,456,800	2,356,800	2,087,700
12	1,911,500	1,463,700	2,365,100	2,094,900
13	1,785,400	1,366,700	2,209,700	1,958,500
14	1,786,300	1,366,800	2,211,400	1,959,700
15	1,791,300	1,367,200	2,219,500	1,966,000
16	1,811,200	1,385,100	2,241,300	1,986,500
17	1,770,800	1,344,100	2,203,300	1,946,800
18	1,649,300	1,255,000	2,049,000	1,813,800
19	1,464,500	1,070,200	1,864,200	1,629,000

Table 12: Year 3 Monthly Effluent Discharge from the North Water Management Pond

Month of the Year	Effluent Discharge (m^3)			
	Average Historical Conditions	1:25 Year Dry	1:25 Year Wet	Average Conditions Considering Potential Climate Change Effects
1	79,570	76,830	82,340	82,650
2	76,140	74,210	78,100	78,560
3	77,540	75,280	79,820	79,160
4	80,670	77,670	83,700	82,470
5	0	0	0	0
6	0	0	15,040	0
7	84,000	0	155,360	109,540
8	95,520	73,220	116,430	101,990
9	140,300	109,060	171,840	153,310
10	143,260	111,320	175,500	156,540
11	45,510	36,560	54,550	50,100
12	86,540	82,160	90,960	90,960

Table 13: Year 9 Monthly Effluent Discharge from the North Water Management Pond

Month of the Year	Effluent Discharge (m^3)			
	Average Historical Conditions	1:25 Year Dry	1:25 Year Wet	Average Conditions Considering Potential Climate Change Effects
1	152,790	148,060	157,560	158,920
2	147,110	143,710	150,540	152,150
3	148,800	145,010	152,630	152,650
4	155,250	149,940	160,610	159,470
5	0	0	0	0
6	0	0	94,620	0
7	217,850	11,700	331,330	284,130
8	218,420	167,190	270,140	236,120
9	308,530	236,100	381,640	338,700
10	317,280	242,800	392,470	348,270
11	69,560	53,340	85,930	78,790
12	165,240	157,580	172,970	173,780

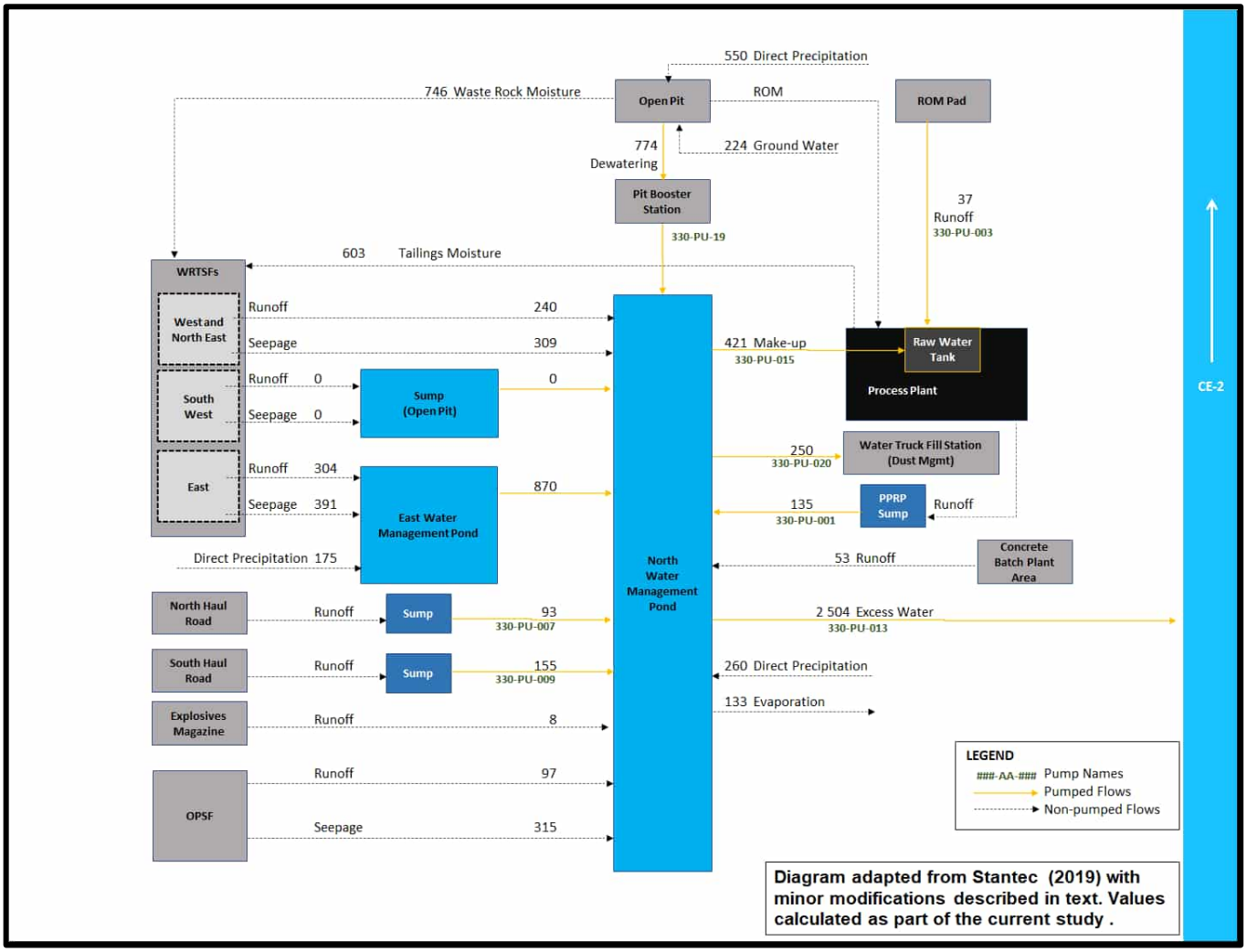


Figure B-9: Water Balance Flow Diagram and Average Flows (m³/day) for Operational Year 3 under Historical Average Climate Conditions

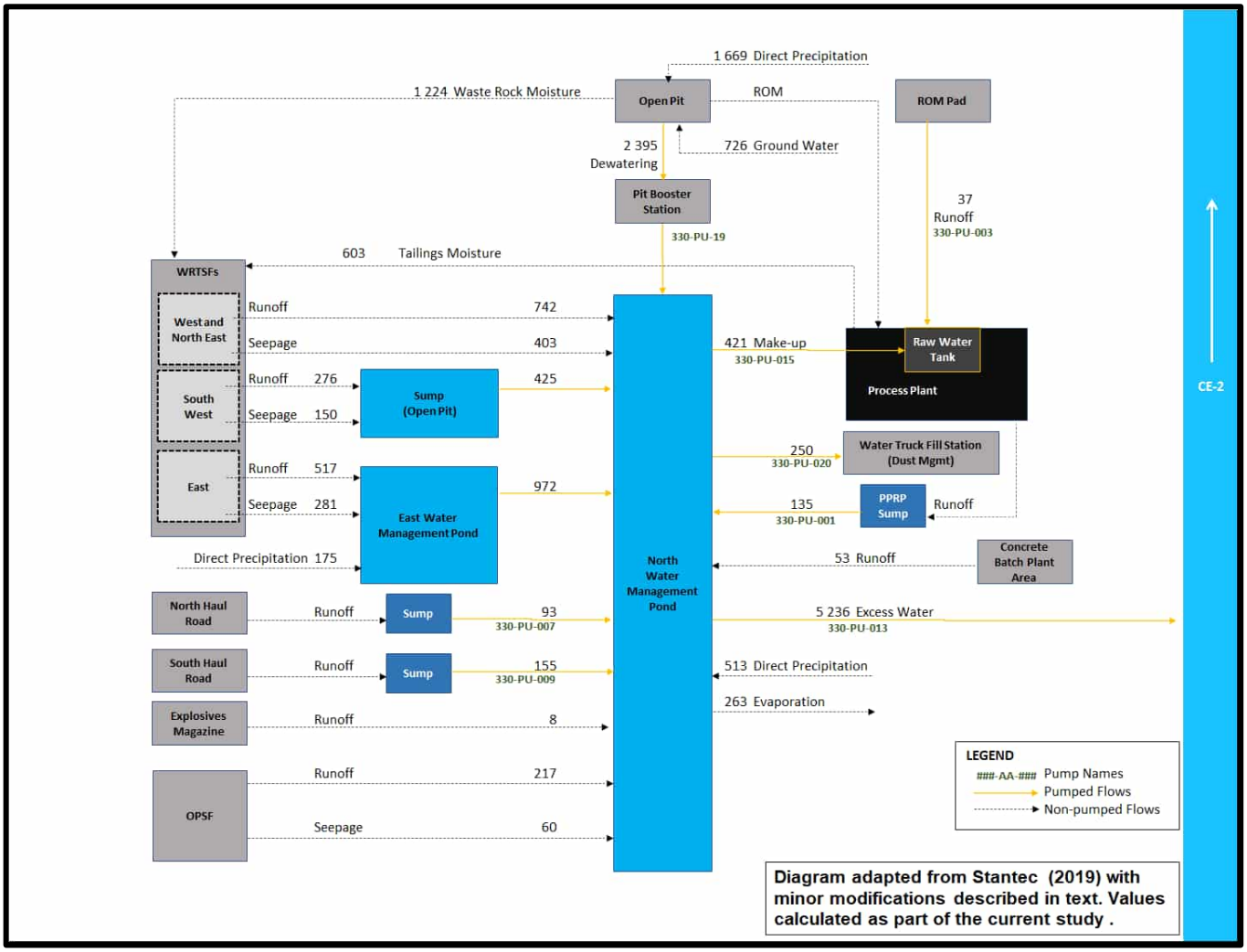


Figure B-10: Water Balance Flow Diagram and Average Flows (m³/day) for Operational Year 9 under Historical Average Climate Conditions

5.0 CONCLUSION

The current study presents the preliminary design of WMPs and the updated water balance modelling results for the JBLMP Project.

5.1 Design of Water Management Ponds

The NWMP, with a maximum storage capacity of 1.36 Mm³, has been sized to contain the design flood (“crue de projet”) recommended by Directive 019 without spillage to the environment and meet process water requirements year-round. The EWMP will have a maximum storage capacity of 0.18 Mm³ sufficient to contain the design flood.

5.2 Water Balance Model

An initial model was developed by Stantec (2019) in support of the JBLMP previous project's feasibility study. Golder updated the model to incorporate the changes to the site footprint and to the water management strategy following the completion of the preliminary engineering design studies.

As instructed by GLCI, Golder used the spreadsheet model developed by Stantec (2019) and limited to a minimum the changes to the model. The Stantec (2019) model structure and many assumptions were preserved. The main changes to the Stantec (2019) model include:

- Inclusion of a new average climate scenario, which accounts for potential climate change effect on precipitation.
- Update of the site general arrangement plan (that is, the catchment areas) following the preliminary engineering design study.
- Use of the updated ore and tailings production rates, and site-wide soil balance.
- Use of the updated North Water Management Pond operational rules.

The main results of the updated model are:

- The site's annual water balance is positive even under the 1:25 year dry scenario, and the process plant demand can be supplied by the site runoff and pit dewatering flows. Effluent is expected to be discharged to the environment even under 1:25 year dry scenario.

6.0 RECOMMENDATIONS

The design of the NWMPs and the site-wide water balance model should be updated during future project's engineering phases.

A detailed water management plan should be prepared including a refined water balance and detailed design for water management infrastructure.

Design of Water Management Ponds

- The design of both WMPs should be reviewed during future phases of design of JBLMP.
- Both WMPs will require an emergency spillway to prevent embankment overtopping under extreme climate conditions. The emergency spillways shall be designed to pass the Probable Maximum Flood (PMF), and the design of WMPs should be adjusted if required.
- Verify with provincial government the Directive 019 environmental flood design event containment criteria (i.e. would the government accept water discharge during the flood event as part of the event's management strategy).

Site-wide water balance model:

- Account for a more detailed site development plan, incorporating the sequence of development of the open pit, WRTSFs and OPSF.
- Update catchment areas based on the design of the site drainage infrastructure (ditches, sumps and pump capacities), which is planned to be completed at future engineering design phase of the JBLMP.
- Update of the open pit dewatering plan accordingly to the sequence of development of the pit.
- Simulate a wider range of climate conditions and climate variability, including a spectrum of climate change scenarios, to evaluate required WMPs pump capacities based on daily effluent discharge rates.
- Account for variability in evapotranspiration and evaporation rates in runoff generation.

7.0 REFERENCES

Ministère du Développement Durable, de l'Environnement et des Parcs, 2012 – Directive 019 sur l'industrie minière.

Ouranos, 2020 – *Consortium sur la climatologie régionale et l'adaptation aux changements climatiques.* https://www.ouranos.ca/portraits-climatiques. Date of last access : May 20, 2020.

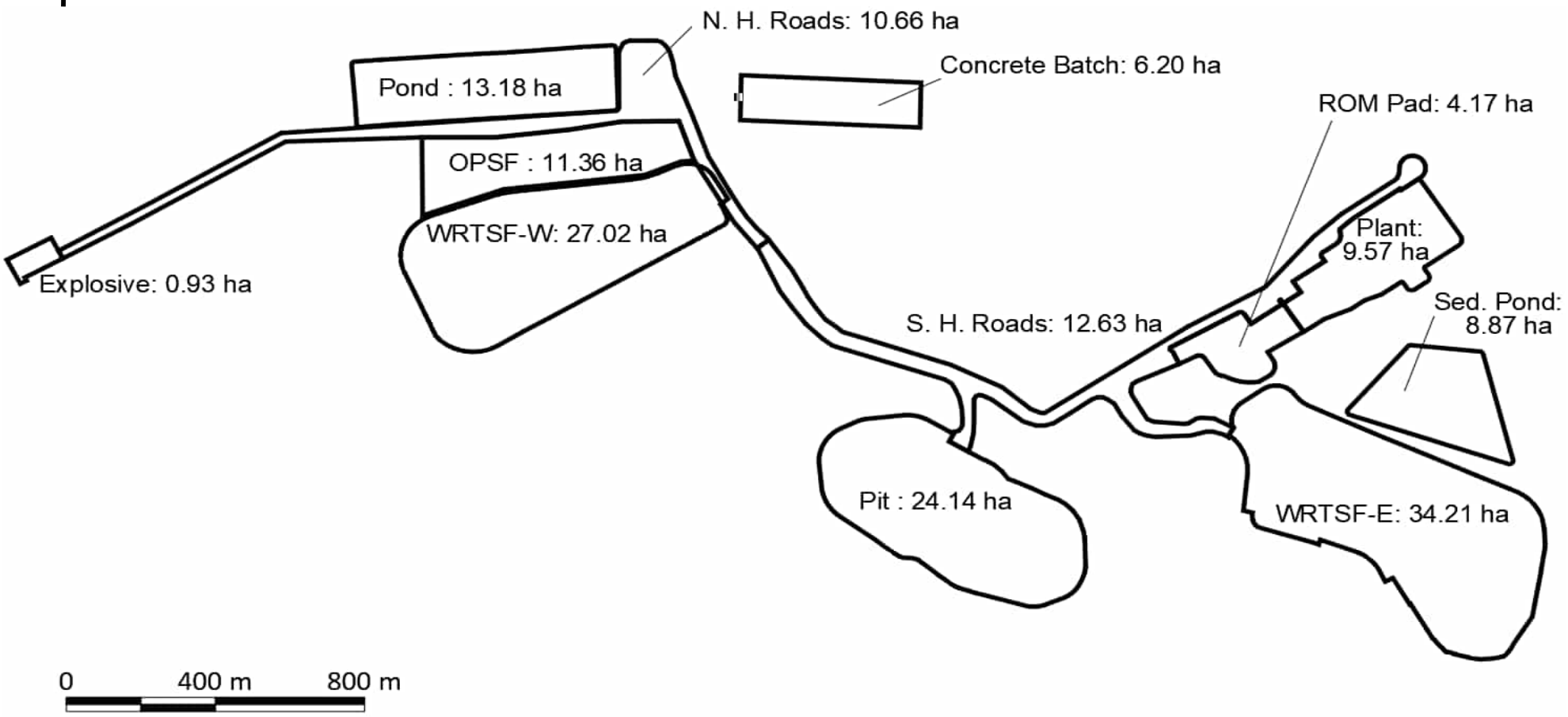
Stantec, 2019 – Report: *Galaxy Lithium - Mine Wide Water Balance, In support of the Feasibility study for the James Bay Project.,* N°121622255

WSP (2018). James Bay Lithium, Feasibility Study, James Bay, Quebec, N°171-02562-01.

JPL/VR/

Attachments:

- Figures B-1 and B-2. Delineation of the watersheds, whose runoff is managed in the Water Management Pond for Phase 1 (Year -1 to Year 3) and Phase 2 (Year 4 to Year 19) of the site development, respectively.



CLIENT

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT

JAMES BAY PROJECT - PEA 2021

SITE WIDE WATER BALANCE UPDATE

CONSULTANT

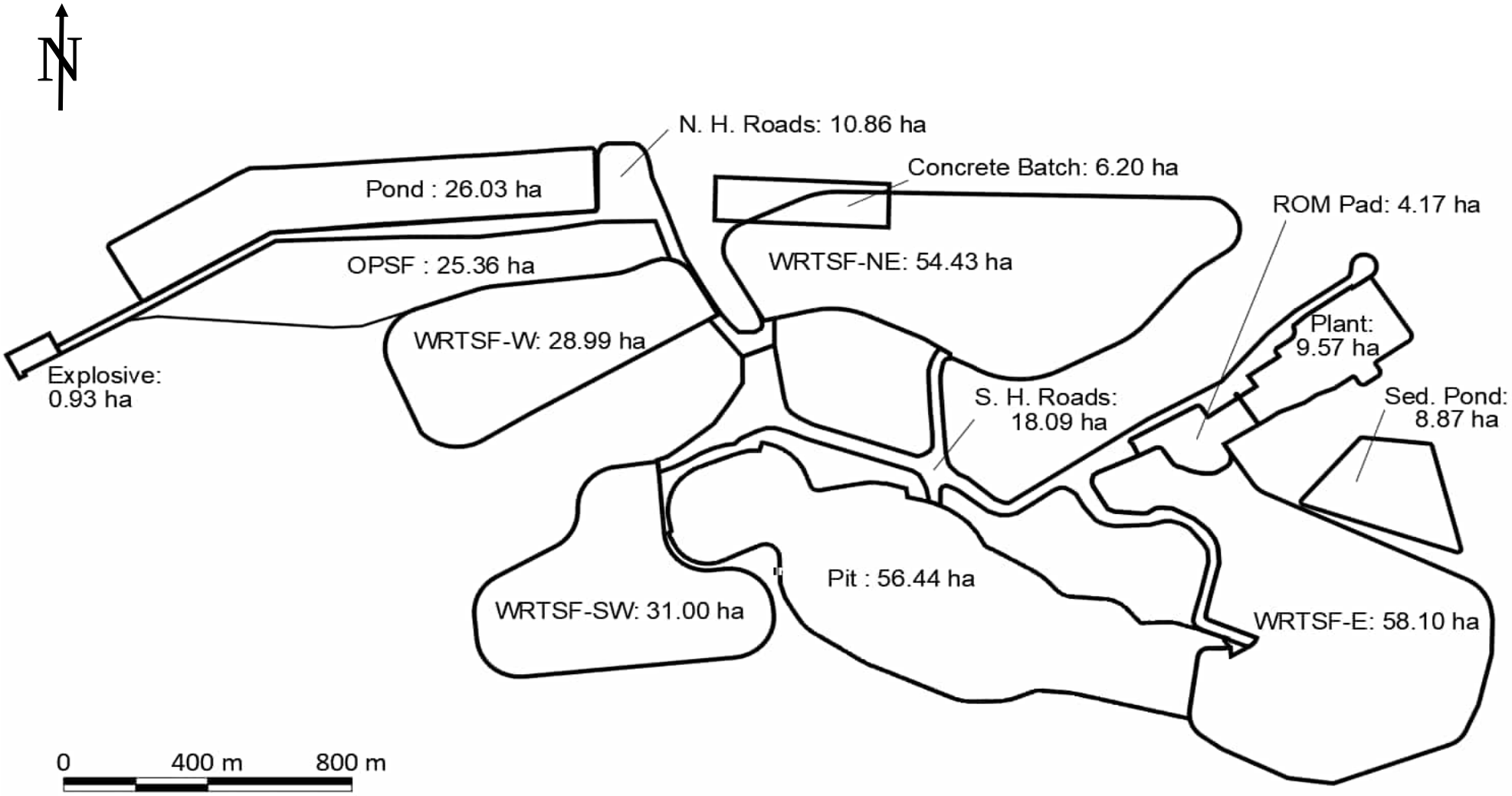
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-19
DESIGNED	-
PREPARED	JPL
REVIEWED	VR
APPROVED	JPL

TITLE

Catchment Areas - Phase 1 (End of Year 3)

PROJECT N°	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**B-1**



NOTES:

CONCRETE BATCH PLANT WILL BE RELOCATED, BUT THE FOOTPRINT WILL REMAIN THE SAME AS PHASE 1

CLIENT

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT

JAMES BAY PROJECT - PEA 2021

SITE WIDE WATER BALANCE UPDATE

CONSULTANT

GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-19
DESIGNED	-
PREPARED	JPL
REVIEWED	VR
APPROVED	JPL

TITLE

Catchment Areas - Phase 2 (Full site development)

PROJECT N°	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**B-2**

APPENDIX C

Slope Stability Analyses

Table C-1: Slope Stability Summary

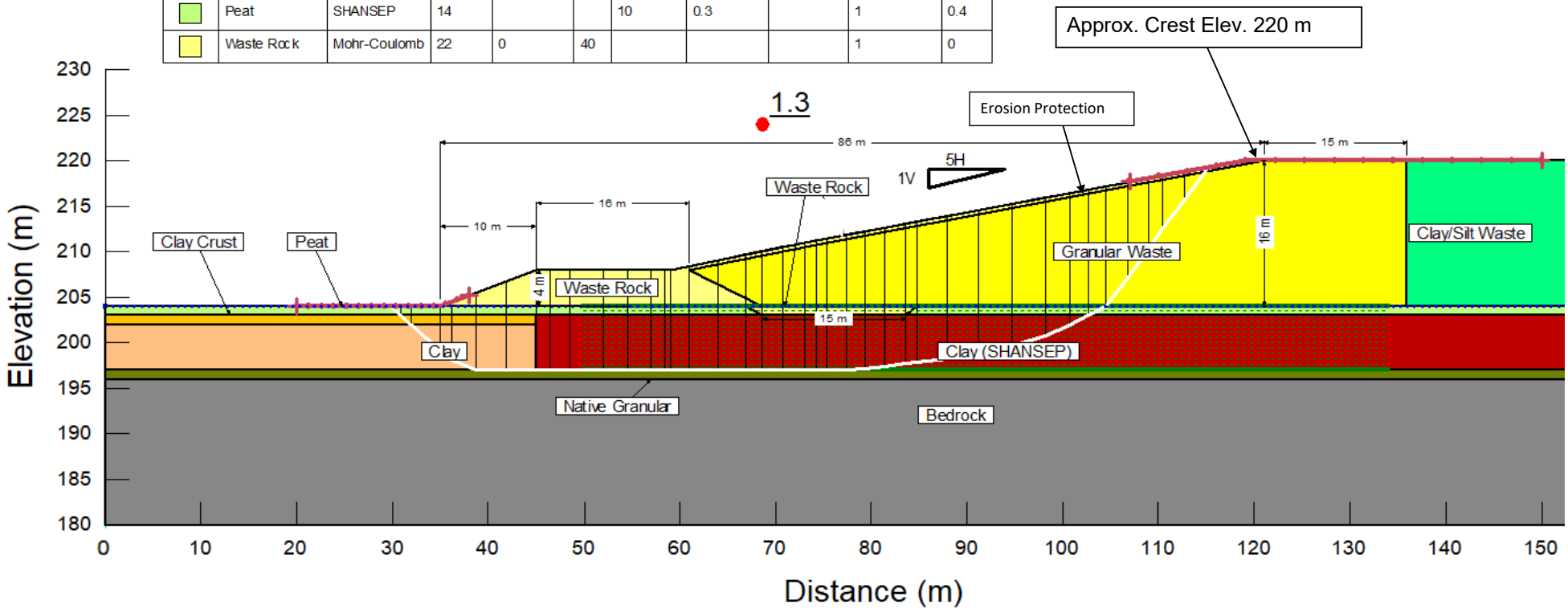
Model	Crest Elevation (m)	Maximum Height (m)	Overall Slope (XH:1V)	Foundation Thickness (m)			Minimum Factor of Safety			Figure No.
				Peat	Clay	Till	Loading Condition	Target	Calculated	
OPSF – Overburden Mineral Soil	220	16	5	1	6	1	Short-term Static (EoC)	1.3	1.3	C-1
							Long-term Static	1.5	2.9	-
							Long-term Pseudo-static	1.0	2.6	-
OPSF – Peat	220	16	5	1	6	1	Short-term Static (EoC)	1.3	1.3	C-2
							Long-term Static	1.5	1.6	-
							Long-term Pseudo-static	1.0	1.5	-
North WMP – High Fill	206.2	8	3	1	4.7	1	Short-term Static U/S (EoC)	1.3	1.7	C-3
							Long-term Static U/S	1.5	1.7	-
							Long-term Pseudo-static U/S	1.0	1.6	-
North WMP – Deep Cut	206.2	8	3	3	3.6	3	Short-term Static U/S (EoC)	1.3	1.8	C-4
							Long-term Static U/S	1.5	1.8	-
							Long-term Pseudo-static U/S	1.0	1.7	-
East WMP – High Fill	213	4	3	0.1	-	9	Short-term Static U/S (EoC)	1.3	1.9	-
							Long-term Static D/S	1.5	1.8	C-5
							Long-term Pseudo-static D/S	1.0	1.6	-

Model	Crest Elevation (m)	Maximum Height (m)	Overall Slope (XH:1V)	Foundation Thickness (m)			Minimum Factor of Safety			Figure No.
				Peat	Clay	Till	Loading Condition	Target	Calculated	
East WMP – Deep Cut	213	4	3	0.1	-	9	Short-term Static U/S (EoC)	1.3	1.3	C-6
							Long-term Static U/S	1.5	1.9	-
							Long-term Pseudo-static U/S	1.0	1.7	-
West WRTSF	260	53	2.3	1	-	5	Short-term Static (EoC)	1.3	1.3	-
							Long-term Static	1.5	1.5	C-7
							Long-term Pseudo-static	1.0	1.4	-
Northeast WRTSF	290	83	2.3	1	-	4	Short-term Static (EoC)	1.3	1.3	-
							Long-term Static	1.5	1.5	C-8
							Long-term Pseudo-static	1.0	1.4	-
East WRTSF	290	73	2.3	0.5	-	3	Short-term Static (EoC)	1.3	1.3	-
							Long-term Static	1.5	1.5	C-9
							Long-term Pseudo-static	1.0	1.4	-
Southwest WRTSF	270	60	2.3	1	-	5	Short-term Static (EoC)	1.3	1.3	-
							Long-term Static	1.5	1.5	C-10
							Long-term Pseudo-static	1.0	1.4	-

Notes:

1. OPSF = “Overburden Peat Storage Facility”; WMP = “Water Management Pond”, WRTSF = “Waste Rock Tailings Storage Facility”; EoC = “End of Construction”; D/S = “downstream”; U/S = “upstream”
2. WMPs – maximum height is equal to pond depth; crest width = 6 m; 3H:1V berm and excavation slopes U/S and D/S
3. Southwest WRTSF - No geotechnical investigations completed, assumed foundation conditions based on general site conditions.
4. The general stratigraphy of the site consists of, in descending stratigraphic order: peat/organic soil, clay, till, and bedrock. Stratigraphic layers are based on available geotechnical investigations to date and have been simplified for the purposes of the preliminary stability analysis.

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	Minimum Strength (kPa)	Tau/Sigma Ratio	Cohesion (kPa)	Piezometric Line	B-bar
	Clay Crust	Undrained (Phi=0)	18.5					100	1	0
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)							1	0
	Clay	Undrained (Phi=0)	18					30	1	0
	Clay SHANSEP	SHANSEP	18			30	0.22		1	0.4
	Clay/Silt Waste	Undrained (Phi=0)	18					25	1	0
	Granular Waste	Mohr-Coulomb	19	0	32				1	0
	Native Granular	Mohr-Coulomb	19	0	32				1	0
	Peat	SHANSEP	14			10	0.3		1	0.4
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22	0	40				1	0



CLIENT

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT

JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

CONSULTANT

GOLDER

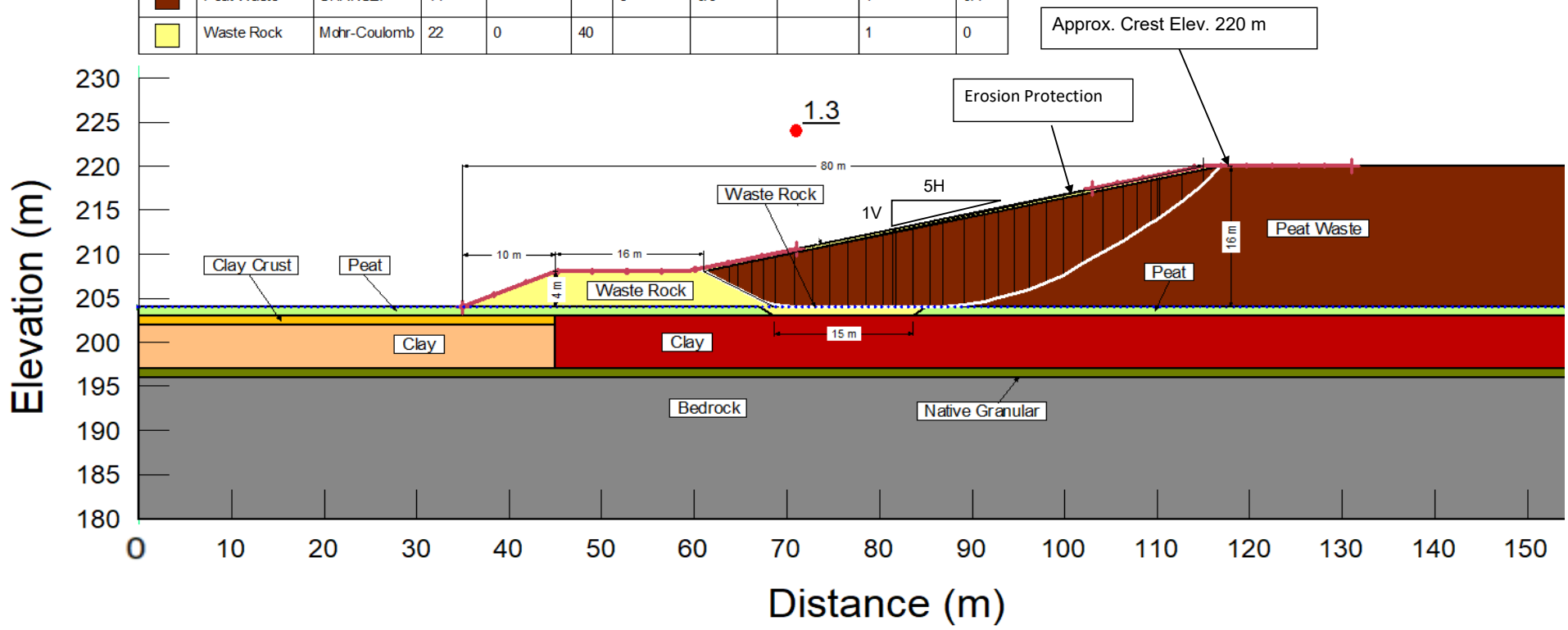
YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE

OPSF - OVERBURDEN - TYPICAL SECTION - SHORT TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-1**

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	Minimum Strength (kPa)	Tau/ Sigma Ratio	Cohesion (kPa)	Piezometric Line	B-bar
	Clay Crust	Undrained (Phi=0)	18.5					100	1	0
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)							1	0
	Clay	Undrained (Phi=0)	18					30	1	0
	Clay SHANSEP	SHANSEP	18			30	0.22		1	0.4
	Native Granular	Mohr-Coulomb	19	0	32				1	0
	Peat	SHANSEP	14			10	0.3		1	0.4
	Peat Waste	SHANSEP	14			5	0.3		1	0.4
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22	0	40				1	0



CLIENT
GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT
JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

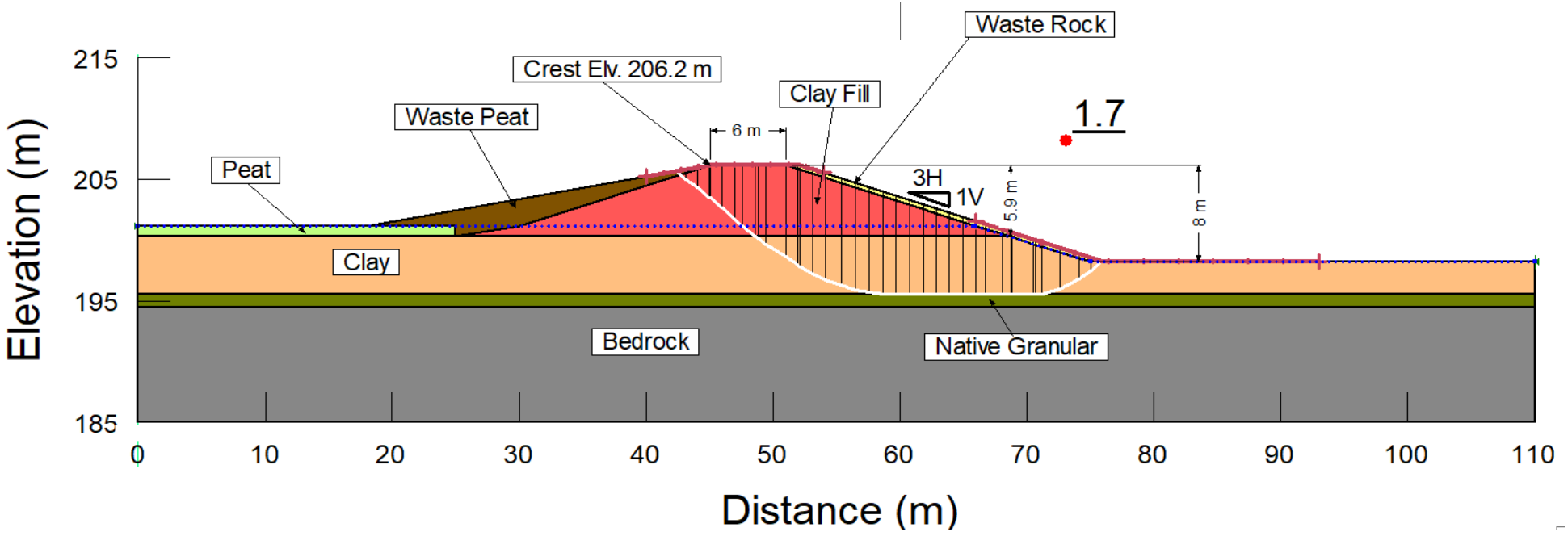
CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE
OPSF - PEAT - TYPICAL SECTION - SHORT TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-2**

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Minimum Strength (kPa)	Tau/Sigma Ratio	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	Cohesion (kPa)	Piezometric Line
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)							1
	Clay	Undrained (Phi=0)	18					30	1
	Clay Fill	Undrained (Phi=0)	18					45	1
	Native Granular	Mohr-Coulomb	19			0	32		1
	Peat	SHANSEP	14	10	0.3				1
	Peat Waste-ES	Mohr-Coulomb	14			0	28		1
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22			0	40		1



CLIENT
GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT
JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

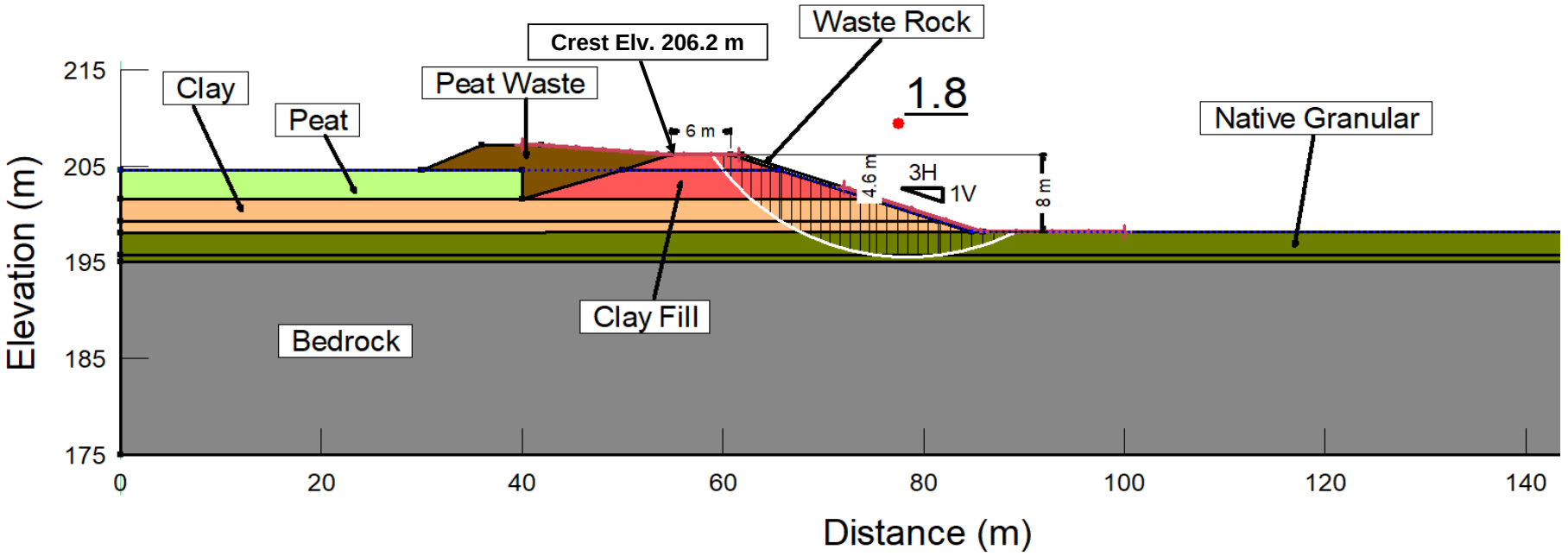
CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE
NORTH WMP - TYPICAL SECTION - HIGH FILL- SHORT TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-3**

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Minimum Strength (kPa)	Tau/Sigma Ratio	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	Phi-B (°)	Cohesion (kPa)	Piezometric Line
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)								1
	Clay	Undrained (Phi=0)	18						30	1
	Clay Fill	Undrained (Phi=0)	18						45	1
	Native Granular	Mohr-Coulomb	19			0	32	0		1
	Peat	SHANSEP	14	10	0.3					1
	Peat Waste-ES	Mohr-Coulomb	14			0	28	0		1
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22			0	40	0		1



CLIENT
GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT
JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

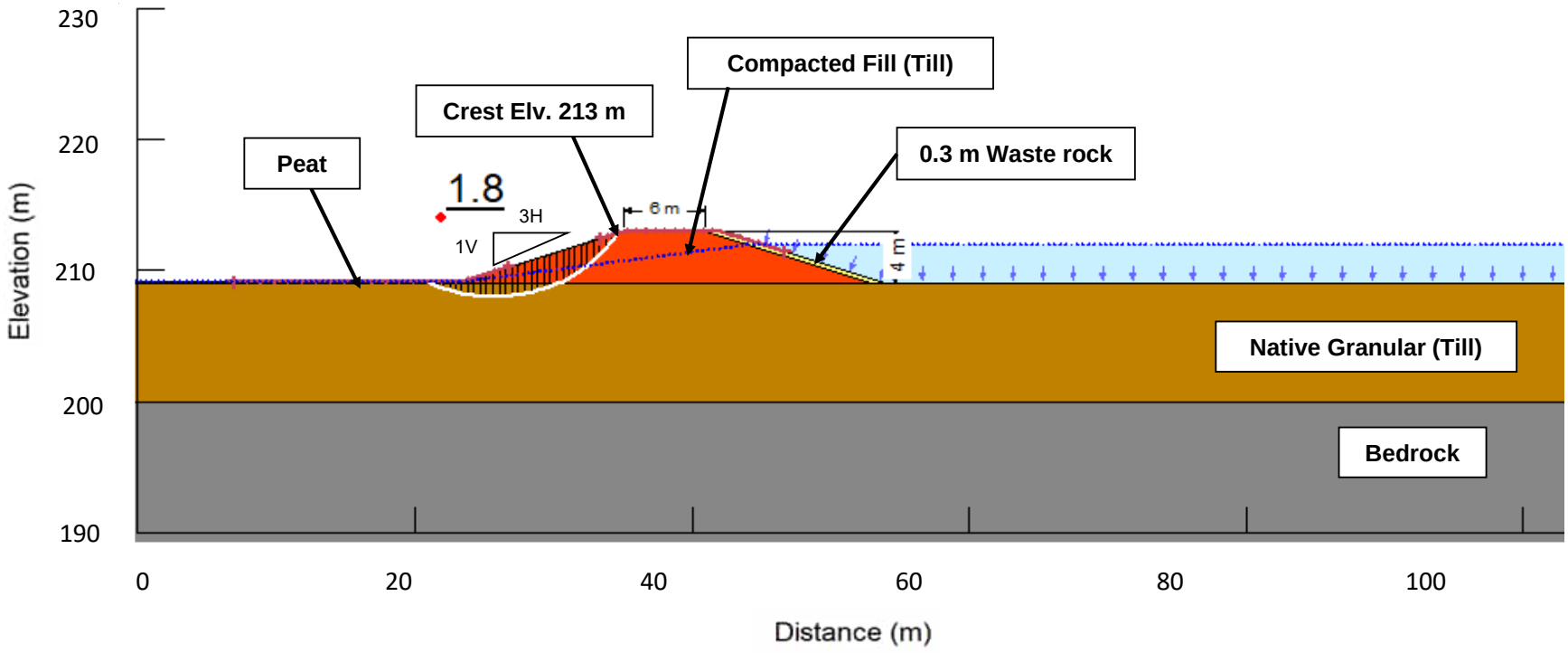
CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE
NORTH WMP - TYPICAL SECTION - DEEP CUT - SHORT TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-4**

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Minimum Strength (kPa)	Tau/Sigma Ratio	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	B-bar
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)						0
	Compacted Fill (Till)	Mohr-Coulomb	19			0	32	0
	Native Granular (Till)	Mohr-Coulomb	19			0	32	0
	Peat	SHANSEP	14	10	0.3			0.4
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22			0	40	0



CLIENT
GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT
JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

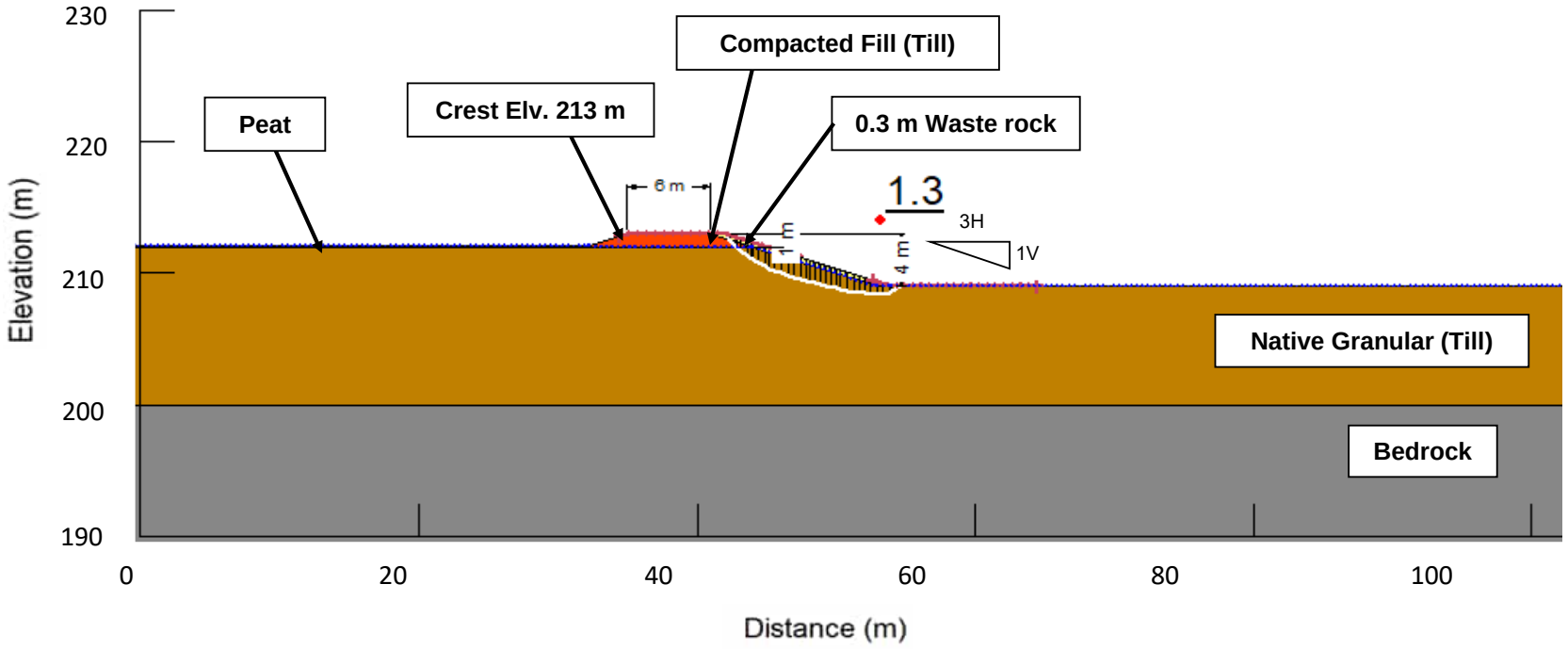
CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE
EAST WMP - TYPICAL SECTION - HIGH FILL- LONG TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-5**

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Minimum Strength (kPa)	Tau/Sigma Ratio	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	B-bar
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)						0
	Compacted Fill (Till)	Mohr-Coulomb	19			0	32	0
	Native Granular (Till)	Mohr-Coulomb	19			0	32	0
	Peat	SHANSEP	14	10	0.3			0.4
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22			0	40	0



CLIENT
GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT
JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

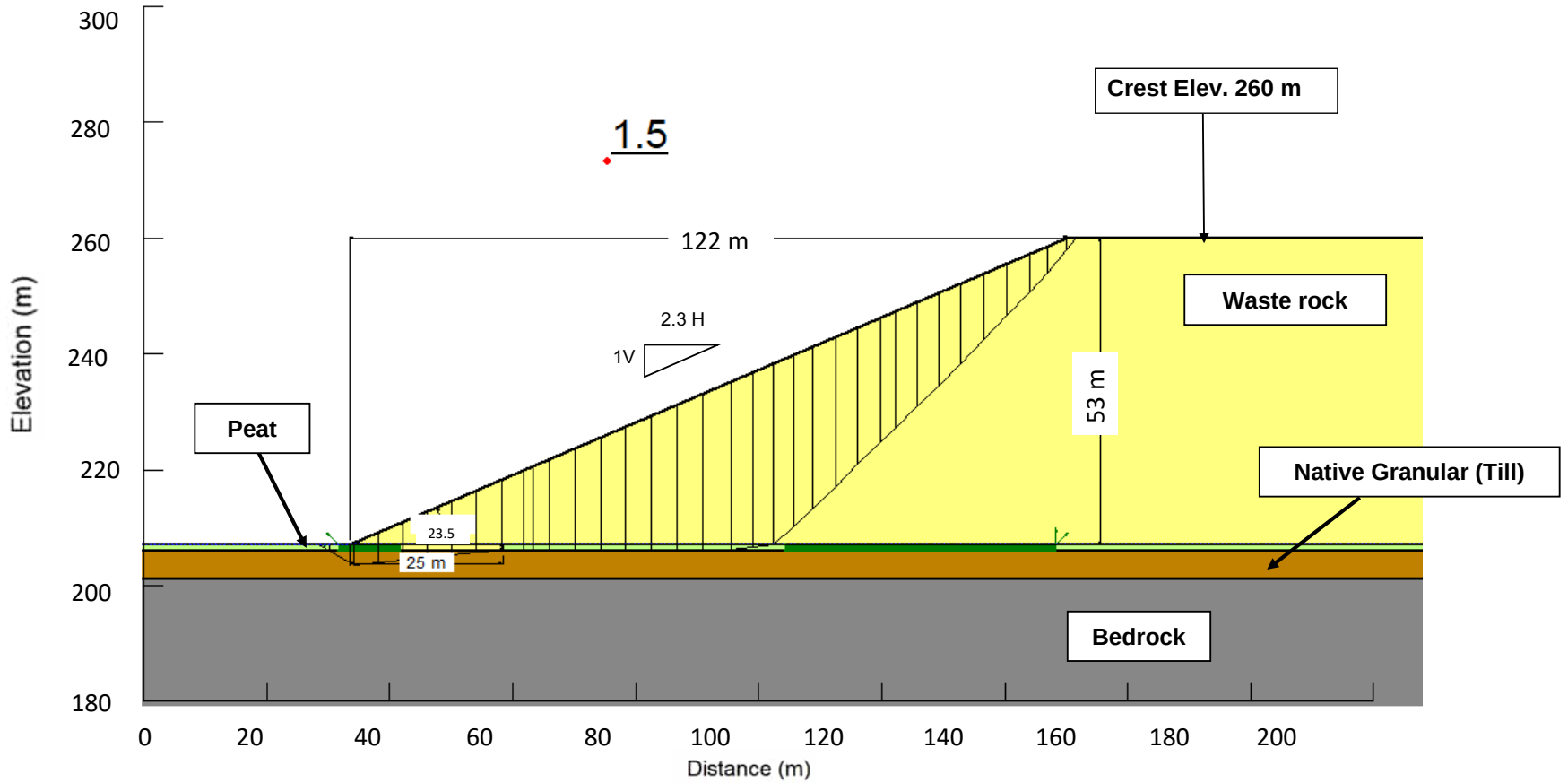
CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE
EAST WMP - TYPICAL SECTION - DEEP CUT - SHORT TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-6**

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Minimum Strength (kPa)	Tau/Sigma Ratio	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	B-bar	Add Weight
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)						0	No
	Native Granular (Till)	Mohr-Coulomb	19.5			0	32	0	No
	Peat (SHANSEP)	SHANSEP	14	10	0.3			0.4	No
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22			0	40	0	Yes



CLIENT
GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT
JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

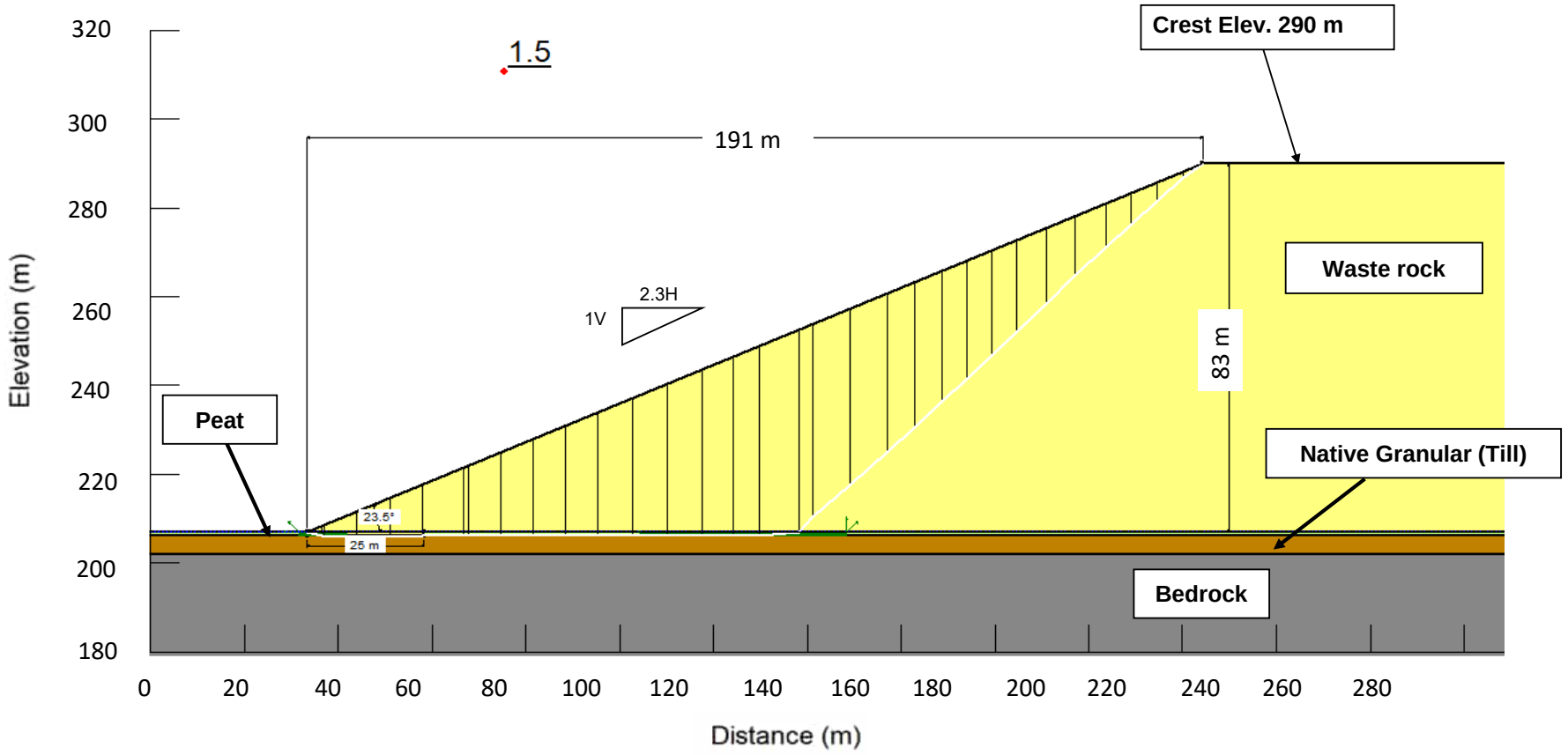
CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE
WEST WRTSF - TYPICAL SECTION - LONG TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-7**

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Minimum Strength (kPa)	Tau/Sigma Ratio	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	B-bar	Add Weight
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)						0	No
	Native Granular (Till)	Mohr-Coulomb	19.5			0	32	0	No
	Peat (SHANSEP)	SHANSEP	14	10	0.3			0.4	No
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22			0	40	0	Yes



CLIENT
GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT
JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

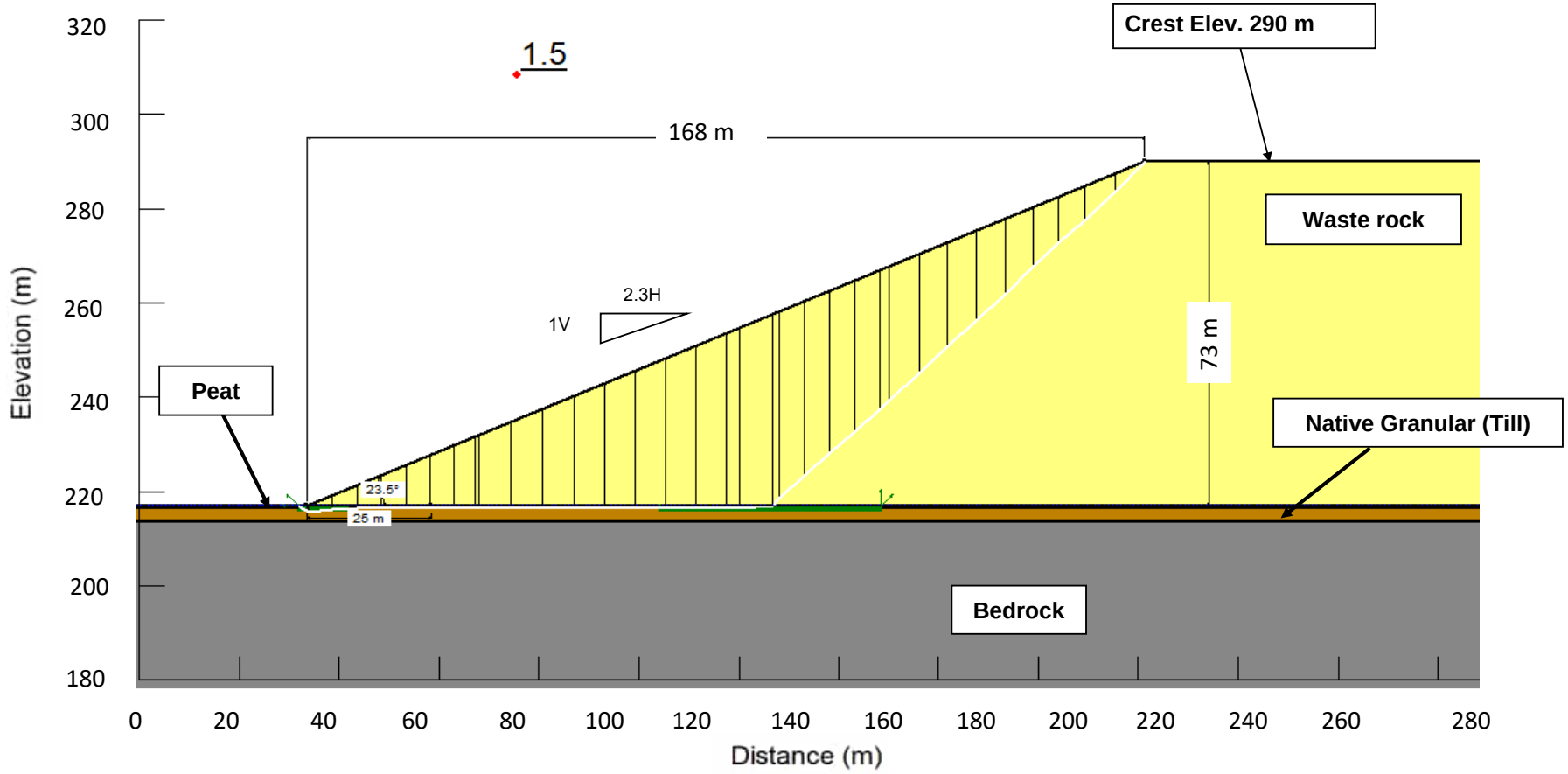
CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE
NORTHEAST WRTSF - TYPICAL SECTION - LONG TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-8**

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Minimum Strength (kPa)	Tau/Sigma Ratio	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	B-bar	Add Weight
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)						0	No
	Native Granular (Till)	Mohr-Coulomb	19.5			0	32	0	No
	Peat (SHANSEP)	SHANSEP	14	10	0.3			0.4	No
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22			0	40	0	Yes



CLIENT
GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT
JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

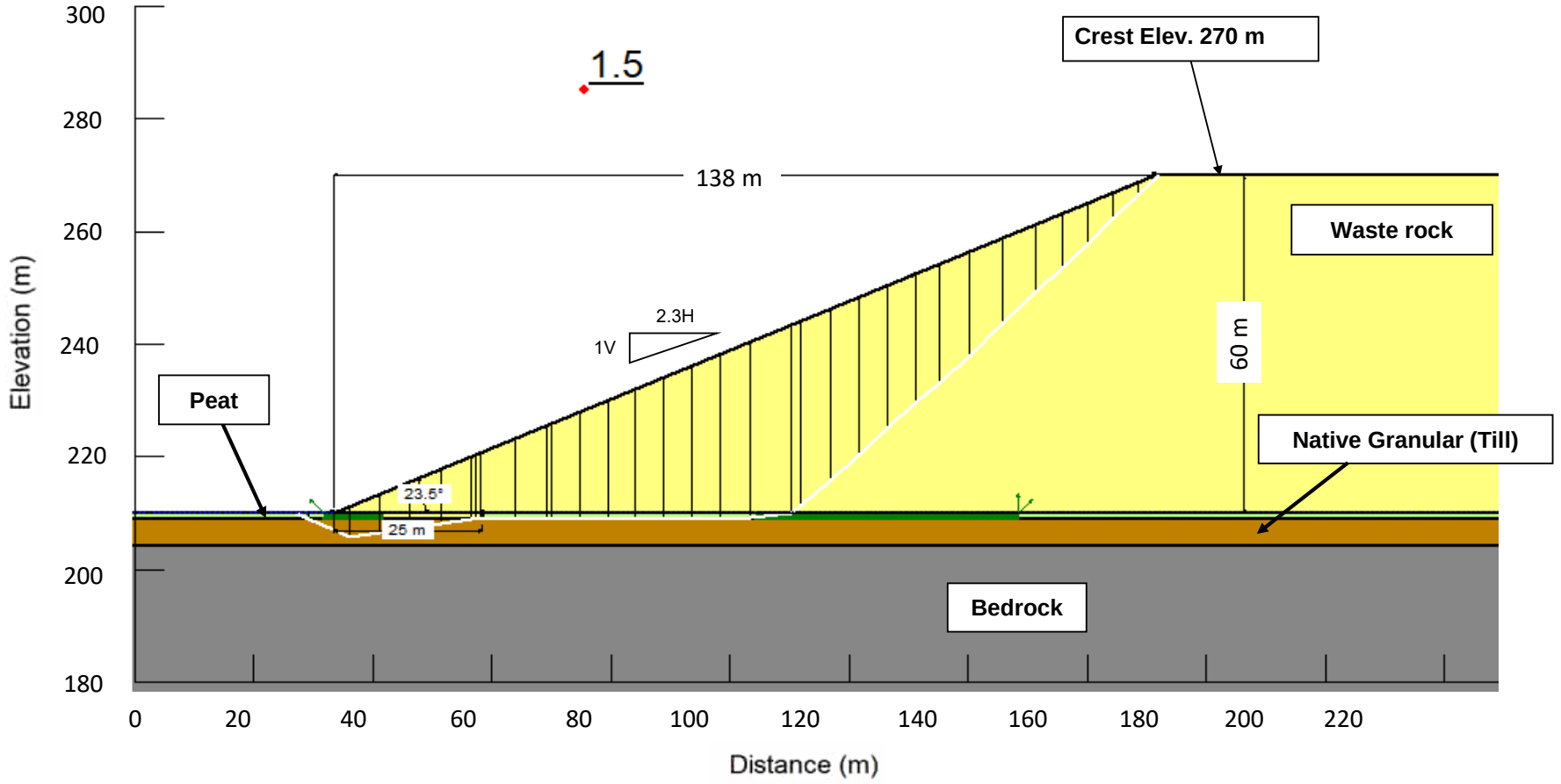
CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE
EAST WRTSF - TYPICAL SECTION - LONG TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-9**

Color	Name	Model	Unit Weight (kN/m³)	Minimum Strength (kPa)	Tau/Sigma Ratio	Cohesion' (kPa)	Phi' (°)	B-bar	Add Weight
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)						0	No
	Native Granular (Till)	Mohr-Coulomb	19.5			0	32	0	No
	Peat (SHANSEP)	SHANSEP	14	10	0.3			0.4	No
	Waste Rock	Mohr-Coulomb	22			0	40	0	Yes



CLIENT
GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJECT
JAMES BAY PROJECT - 2021 PEA

CONSULTANT
GOLDER

YYYY-MM-DD	2021-03-17
DESIGNED	MAS
PREPARED	GK
REVIEWED	MAS
APPROVED	DJ

TITLE
SOUTHWEST WRTSF - TYPICAL SECTION - LONG TERM STATIC CONDITIONS

TITLE	PHASE	REV	FIGURE
19135464	**11000**	**A**	**C-10**

APPENDIX D

Quantity Estimates

Appendix D - PEA Level Quantities and Capital Cost Estimate
Waste Rock Tailings Storage Facility, Water Management Ponds and Overburden Peat Stockpile
James Bay Lithium Mine Project

Prepared by: MAS
Checked by: DCJ

Item / Description	Unit	Unit Cost	Total Quantity	Phase 1 (Year -1)		Phase 2 CAPEX (Ultimate)		Total (including closure)	
				Quantity	Cost	Quantity	Cost	Quantity	Cost
Earthworks contractor mobilization	Lump sum		1	1	$0	0	$0	1	$0
Site preparation									
Tree clearing (full footprints)									
North WMP (including toe berm footprint)	m^2		260,327	131,762	$0	128,565	$0	260,327	$0
East WMP	m^2		81,053	81,053	$0	0	$0	81,053	$0
East WRTSF	m^2		543,750	347,309	$0	196,441	$0	543,750	$0
Northeast WRTSF	m^2		552,323	0	$0	552,323	$0	552,323	$0
West WRTSF	m^2		292,520	292,520	$0	0	$0	292,520	$0
Southwest WRTSF	m^2		313,080	0	$0	313,080	$0	313,080	$0
OPSF	m^2		252,584	112,502	$0	140,082	$0	252,584	$0
Foundation Preparation (for slope stability purposes)									
North WMP (toe berm footprint only)	m^3		92,169	41,830	$0	50,339	$0	92,169	$0
East WMP (toe berm footprint only)	m^3		2,633	2,633	$0	0	$0	2,633	$0
East WRTSF (25 m wide overburden stripping)	m^3		39,323	28,963	$0	10,360	$0	39,323	$0
Northeast WRTSF (25 m wide overburden stripping)	m^3		59,063	0	$0	59,063	$0	59,063	$0
West WRTSF (25 m wide overburden stripping)	m^3		33,200	33,200	$0	0	$0	33,200	$0
Southwest WRTSF (25 m wide overburden stripping)	m^3		43,103	0	$0	43,103	$0	43,103	$0
OPSF (15 m wide overburden stripping)	m^3		27,784	4,256	$0	23,528	$0	27,784	$0
WMP Construction									
North WMP									
Excavate WMP - Peat	m^3		130,465	74,107	$0	56,358	$0	130,465	$0
Excavate WMP - Soil	m^3		694,412	394,444	$0	299,968	$0	694,412	$0
Perimeter Berm Fill - Place, Compact clay (0.3m lifts, moisture condition, compact, trim)	m^3		245,718	98,616	$0	147,102	$0	245,718	$0
Supply and install non-woven geotextile on slopes and crest	m^2		86,307	45,184	$0	41,123	$0	86,307	$0
Anchor trench - non-woven geotextile	lin. m		3,184	1,704	$0	1,480	$0	3,184	$0
Erosion protection - 300 mm minus Rip-rap	m^3		38,344	20,119	$0	18,225	$0	38,344	$0
East WMP									
Excavate WMP - Peat	m^3		7,904	7,904	$0	0	$0	7,904	$0
Excavate WMP - Soil	m^3		92,817	92,817	$0	0	$0	92,817	$0
Perimeter Berm Fill - Place, Compact clay (0.3m lifts, moisture condition, compact, trim)	m^3		30,883	30,883	$0	0	$0	30,883	$0
Supply and install non-woven geotextile on slopes and crest	m^2		16,796	16,796	$0	0	$0	16,796	$0
Anchor trench - non-woven geotextile	lin. m		1,138	1,138	$0	0	$0	1,138	$0
Erosion protection - 300 mm minus Rip-rap	m^3		8,084	8,084	$0	0	$0	8,084	$0
WRTSF Construction									
East WRTSF Perimeter Access Road	lin. m		3,053	2,147	$0	906	$0	3,053	$0
Northeast WRTSF Perimeter Access Road	lin. m		3,907	0	$0	3,907	$0	3,907	$0
West WRTSF Perimeter Access Road	lin. m		2,127	2,127	$0	0	$0	2,127	$0
Southwest WRTSF Perimeter Access Road	lin. m		2,148	0	$0	2,148	$0	2,148	$0
OPSF Construction									
Waste rock berm / perimeter haul road	m^3		167,549	85,610	$0	81,939	$0	167,549	$0
Erosion protection - 1000mm minus rockfill	m^3		44,836	4,400	$0	40,435	$0	44,836	$0
Surface course for haul road	m^3		5,452	2,589	$0	2,863	$0	5,452	$0
Perimeter Collection Ditch Construction									
East WRTSF (D1, D2, D8 and D9)									
Ditch length	lin. m		3,053	2,147	$0	906	$0	3,053	$0
Excavation Volume (1m base width, 1.5m depth, 2.5H:1V)	m^3		30,225	21,255	$0	8,969	$0	30,225	$0
Supply and install Non-woven geotextile	m^2		27,721	19,495	$0	8,226	$0	27,721	$0
Rip-Rap - 0.3 m thick	m^3		7,510	5,282	$0	2,229	$0	7,510	$0
West WRTSF (D3 and D4)									
Ditch length	lin. m		2,127	2,127	$0	0	$0	2,127	$0
Excavation Volume (1m base width, 1.5m depth, 2.5H:1V)	m^3		21,057	21,057	$0	0	$0	21,057	$0
Supply and install Non-woven geotextile	m^2		19,313	19,313	$0	0	$0	19,313	$0
Rip-Rap - 0.3 m thick	m^3		5,232	5,232	$0	0	$0	5,232	$0
Northeast WRTSF (D7)									
Ditch length	lin. m		3,907	0	$0	3,907	$0	3,907	$0
Excavation Volume (1m base width, 1.5m depth, 2.5H:1V)	m^3		38,679	0	$0	38,679	$0	38,679	$0
Supply and install Non-woven geotextile	m^2		35,476	0	$0	35,476	$0	35,476	$0
Rip-Rap - 0.3 m thick	m^3		9,611	0	$0	9,611	$0	9,611	$0
Southwest WRTSF (D5, D6)									
Ditch length	lin. m		2,148	0	$0	2,148	$0	2,148	$0
Excavation Volume (1m base width, 1.5m depth, 2.5H:1V)	m^3		21,265	0	$0	21,265	$0	21,265	$0
Supply and install Non-woven geotextile	m^2		19,504	0	$0	19,504	$0	19,504	$0
Rip-Rap - 0.3 m thick	m^3		5,284	0	$0	5,284	$0	5,284	$0
WRTSF Intermediate Pump Stations									
Excavate/Construct Sump and Supply/Install Pump Station	each		4	2	$0	2	$0	4	$0
MINE WASTE MANAGEMENT CAPEX SUBTOTAL	**$ Cdn**	**-**	**-**	**-**	**$0**	**-**	**$0**	**-**	**$0**
Mine Waste Facility Design and CQA (assume EPCM is included elsewhere in PEA)	Allowance	15%	-	-	$0	-	$0	-	$0
Mine Waste Storage Facility Closure									
West WRTSF (0.5 m thick overburden cover on top and benches)	ha		29.3					29.3	$0
Northeast WRTSF (0.5 m thick overburden cover on top and benches)	ha		55.2					55.2	$0
East WRTSF (0.5 m thick overburden cover on top and benches)	ha		54.4					54.4	$0
Southwest WRTSF (0.5 m thick overburden cover on top and benches)	ha		31.3					31.3	$0
OPSF vegetation/seeding (full surface)	ha		25.4					25.4	$0
Drainage system modifications for closure (spillway and ditch modifications)	Allowance		1					1	$0
Infrastructure decommissioining (pipelines and pump stations)	Allowance		1					1	$0
Closure design and CQA (assume EPCM factor included elsewhere in PEA)	Allowance	15%	1					1	$0
MINE WASTE CAPEX GRAND TOTAL (Including Closure)		**-**	**-**	**-**	**$0**	**-**	**$0**	**-**	**$0**

Notes:
1) Material quantities have been calculated based on PEA level design.
2) Unit rates (shaded blue) to be estimated by G-Mining and Galaxy Lithium.
3) No contingency has been included in the above cost estimates.
4) All costs are in 2021 $CDN dollars and exclude taxes.
5) Pipelines and pumping costs (shaded blue) to be estimated by G-Mining.
6) Waste rock and overburden haul costs are included under mining.



golder.com

ANNEXE

B

UPDATE TO SURFACE WATER QUALITY MODELING (WSP, 2021)

(EN ANGLAIS SEULEMENT)

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

UPDATE TO SURFACE WATER QUALITY MODELING

FINAL



UPDATE TO SURFACE WATER QUALITY MODELING

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

FINAL

PROJECT NO.: 31402949
DATE: July 2021

WSP USA INC.
6510 S. MILLROCK DR., SUITE 225
SALT LAKE CITY, UT 84121 USA

WSP.COM

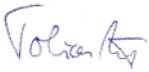
SIGNATURES

PREPARED BY



Kelly Johnson, Lead Consultant, Geologist
Project Geochemist

REVIEWED BY



Tobias Roetting, Principal Hydrogeochemist
Senior Review

REVIEWED BY

Dominique Thiffault, Project Director
Project Manager

This report was prepared by WSP USA for the account of Galaxy Lithium (Canada) Inc., in accordance with the professional services agreement. The disclosure of any information contained in this report is the sole responsibility of the intended recipient. The material in it reflects WSP USA's best judgement in light of the information available to it at the time of preparation. Any use which a third party makes of this report, or any reliance on or decisions to be made based on it, are the responsibility of such third parties. WSP USA accepts no responsibility for damages, if any, suffered by any third party as a result of decisions made or actions based on this report. This limitations statement is considered part of this report.

The original of the technology-based document sent herewith has been authenticated and will be retained by WSP for a minimum of ten years. Since the file transmitted is now out of WSP's control and its integrity can no longer be ensured, no guarantee may be given with regards to any modifications made to this document.

TABLE OF CONTENTS

1 INTRODUCTION 1

2 DATA REVIEW 2

3 WATER MANAGEMENT POND MODELS 7

3.1 Conceptualization 7

3.2 Updated Mine Plan and Water Balance 7

3.3 Results 14

4 PIT LAKE MODEL 19

4.1 Conceptualization 19

4.2 Updated Mine Plan and Water Balance and geochemical Data 19

4.2.1 Mine Plan 19

4.2.2 Groundwater Inflows and Water Balance 20

4.2.3 Geochemical Data 24

4.3 Modeling Methodology 26

4.4 Results 26

5 SUMMARY AND CONCLUSIONS 29

REFERENCES 30

TABLES

Table 1 Waste rock and tailings distribution for LOM 8
Table 2 Water balance inflow components for north water management pond models 10
Table 3 Water balance components for north water management pond models 10
Table 4 Estimated inflow chemistry for water management pond model for dry conditions 12
Table 5 Estimated inflow chemistry for water management pond model for wet conditions 13
Table 6 Water management pond geochemical modeling results – LOM Year 3 - summer 16
Table 7 Water management pond geochemical modeling results – LOM Year 9 - summer 17
Table 8 Water management pond geochemical modeling results – LOM Year 19 - summer 18
Table 9 Estimated groundwater inflows to the final pit under two flow scenarios 21
Table 10 Summary of pit lake water balance for Scenario 1 (low permeability) 22
Table 11 Summary of pit lake water balance for Scenario 2 (high permeability) 23
Table 12 Estimated inflow chemistry for pit lake 25
Table 13 Modeling results of the final water quality in the pit lake 27

FIGURES

Figure 1: General Site Plan (G Mining Services, 2021) 3
Figure 2: WRTSF Layout (G Mining Services, 2021) 4
Figure 3: Cumulative Ore, Waste, and Tailings over LOM 5
Figure 4: Proportion of Waste and tailings in WRTSFs 5
Figure 5: Distribution of waste rock and tailings in WRTSF over LOM 6
Figure 6: Arsenic Concentrations in North Water Management Pond 14

Figure 7: Schematic of Final Pit Shell Used in Pit Lake Filling Model 19
Figure 8: Stage-Volume and Stage-Surface Area Curves for the Final Pit Lake Filling Model 20
Figure 9: pH Evolution Over Pit Lake Filling Time 28
Figure 10: Arsenic Evolution Over Pit Lake Filling Time 28

1 INTRODUCTION

WSP Canada have engaged WSP USA to update the geochemical models for the Galaxy Lithium James Bay Pegmatite Project in Quebec Canada. WSP Canada and WSP UK previously updated the models in 2018 (WSP report 171-02562-00_GC_R1, 2018) and 2019 (Technical Memorandum), and the original study was used to support the engineering design and environmental assessment of the project. Galaxy has completed a Value Engineering Exercise for the project. As a result of value engineering, several project components were relocated or modified, necessitating updates to the geochemical models.

This document addresses the James Bay Lithium Project site (the site) as described in the 2021 Preliminary Economic Assessment (PEA) prepared by G Mining Services Inc. (G Mining Services) and Golder. This report includes an update to the water balance (water balance developed by Stantec and updated by Golder) and an updated mine plan (including final pit shell and waste dumps (completed by G Mining Services and Golder)). This information was used to update the geochemical models to predict the discharge from the north water management pond (NWMP) and the water quality of the pit lake.

2 DATA REVIEW

The mine plan was updated following the Value Engineering Exercise. Changes include an increase in the number of the waste rock and tailings storage facilities (WRTSFs), updates to the final pit layout, and now includes the plan for waste rock disposal into the pit during the later portion of the mine life. The general site plan is shown on Figure 1, and Figure 2 shows the layout of the WRTSFs, showing both without in-pit filling and with in-pit filling.

The life of mine (LOM) has increased from 17 years to 18.5 years, and the final operational year base elevation of the pit was deepened from -39 mRL to -48 mRL. The final total waste and tailings amounts have increased by approximately 14,500,000 tonnes from those modeled in 2019. The cumulative tonnage of ore, waste rock, and tailings over the life of mine (LOM) are presented in Figure 3. Tailings and waste rock will be co-disposed within the WRTSFs, with the filtered tailings placed and compacted into cells contained within the waste rock embankments.

Previously, the mine plan included stacking the waste rock and tailings within one WRTSF beside the retention basin northwest of the pit (without any barriers between both facilities), the mine plan now includes four separate WRTSFs that will ultimately drain to the NWMP. The four WRTSFs are as follows:

— West WRTSF;
— South West WRTSF;
— North East WRTSF; and
— East WRTSF.

The East WRTSF is located east of the pit and once the east pit (JB3) is mined out in 2035, this WRTSF will extend into the pit for in-pit filling (East Dump Extension).

The proportion (total) of waste rock and tailings going to the WRTSFs are shown on Figure 4. The distribution of waste rock and tailings into the WRTSFs are shown on Figure 5. The ratio of waste rock to tailings varies over LOM; the waste rock averages 81 percent and the tailings averages 19 percent. It is important to note that the tailings tonnages in Figures 3 through 5 are estimated as 85 percent of the ore material that was mined.

The WRTSFs drain to water management ponds (WMPs). The development and operation of the WRTSFs and WMPs are summarized in the PEA.

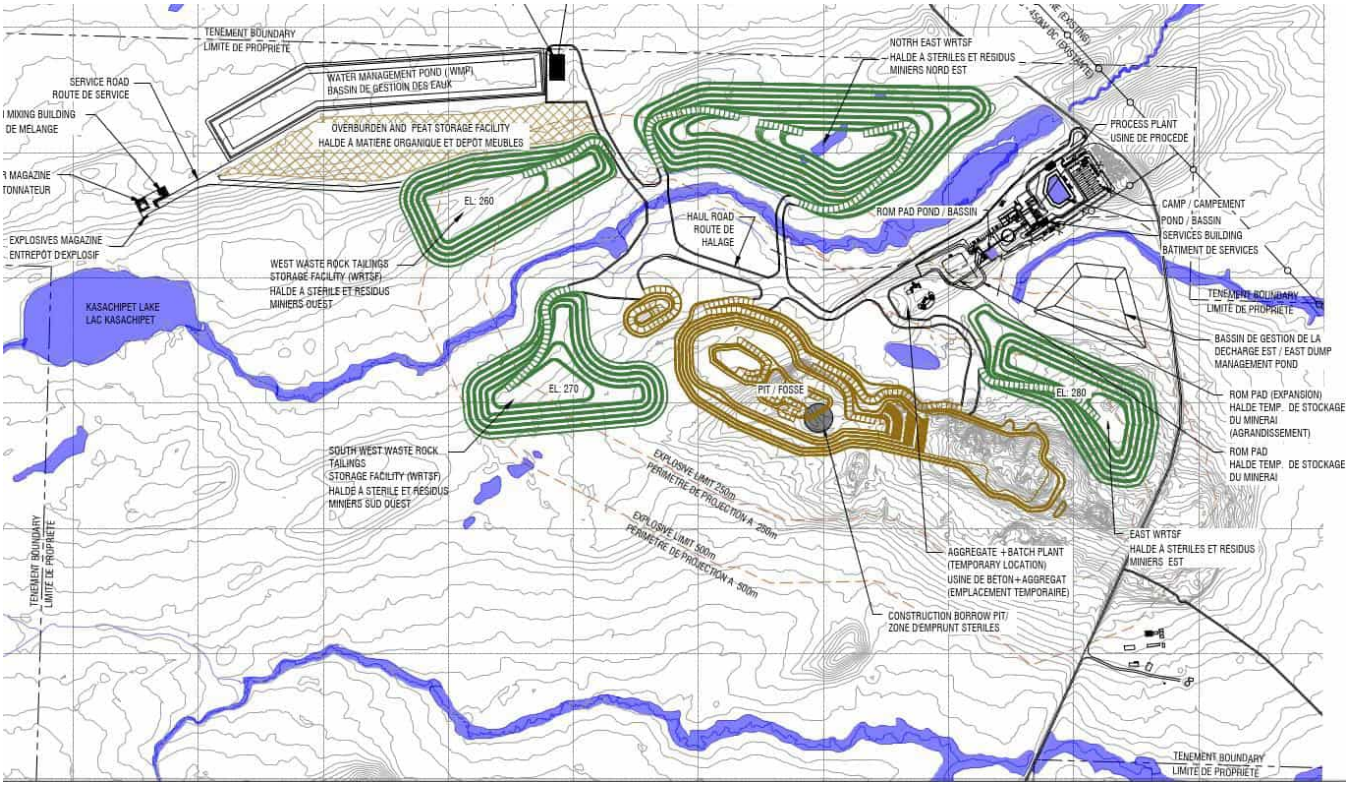


Figure 1: General Site Plan (G Mining Services, 2021)

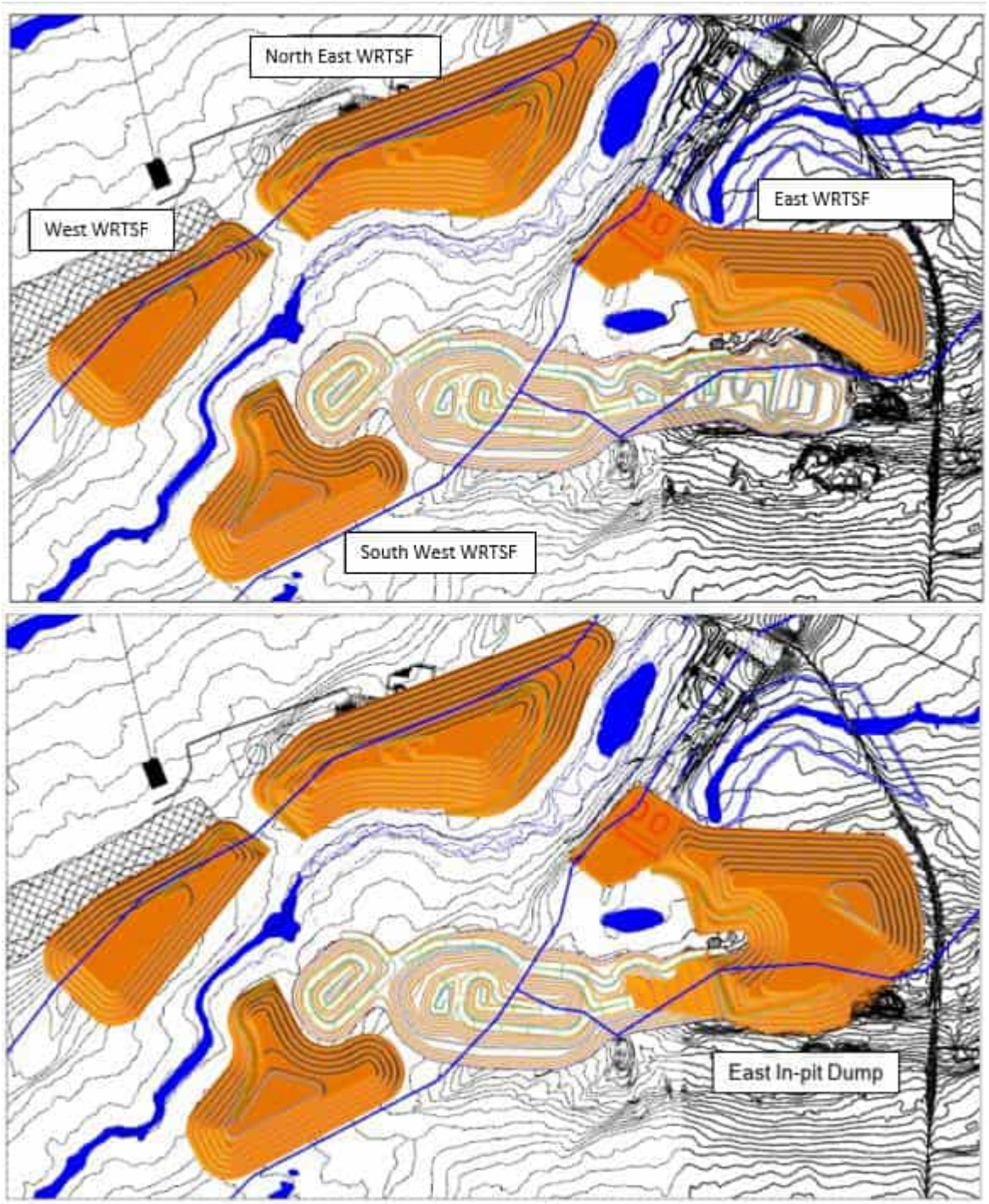


Figure 2: WRTSF Layout (G Mining Services, 2021)

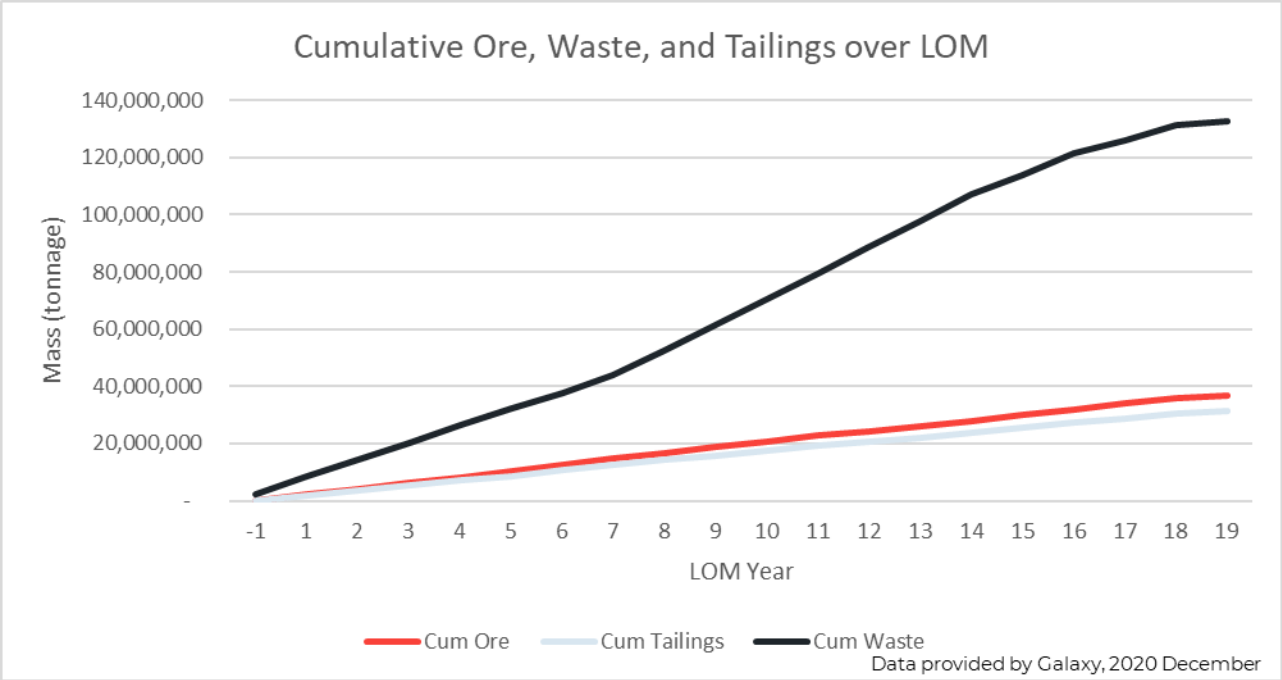


Figure 3: Cumulative Ore, Waste, and Tailings over LOM

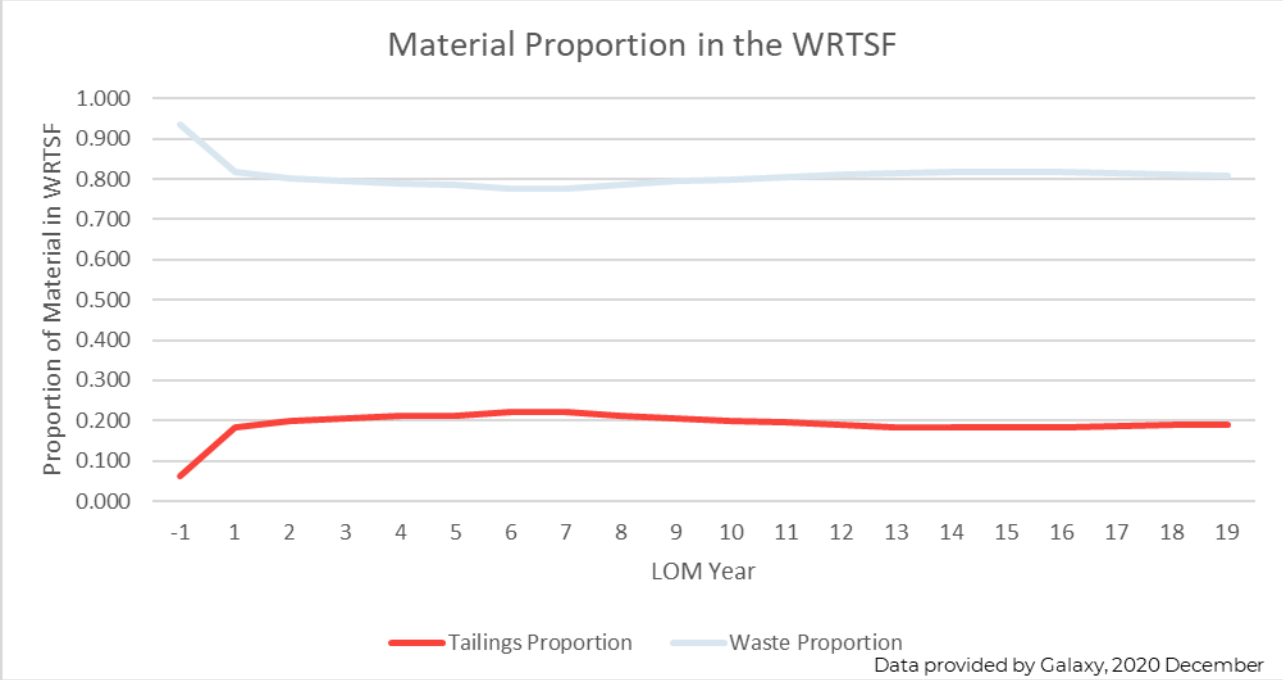


Figure 4: Proportion of Waste and tailings in WRTSFs

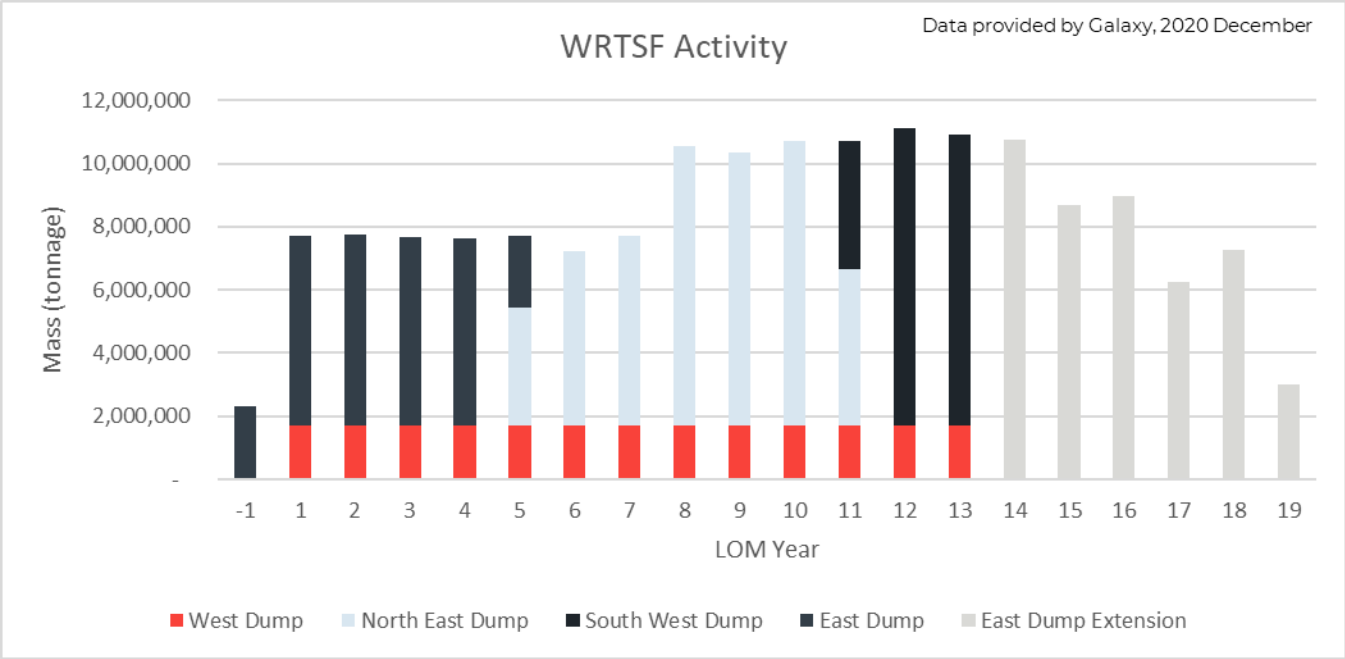


Figure 5: Distribution of waste rock and tailings in WRTSF over LOM

3 WATER MANAGEMENT POND MODELS

3.1 CONCEPTUALIZATION

The models for the NWMP are updated from the models conceptualized for the 2018 Geochemical Modeling report (WSP report 171-02562-00_GC_R1, 2018) and the 2019 technical memorandum. All site runoff will be managed at the NWMP. The water quality in the NWMP will depend on the chemistries and volumes of the different water types that mix in the NWMP, and the geochemical reactions that occur in the NWMP.

The main water types that flow into the NWMP are:

- Runoff from the Overburden and Peat Storage Facility (OPSF) – Overburden from pit stripping and site development;
- Water pumped from the East WMP (EWMP) containing runoff from the East WRTSF;
- Runoff from the West WRTSF;
- Runoff from North East WRTSF; and
- Pumped runoff from pit/South West WRTSF.

The water pumped from the pit into the basin is a mixture of

- Pit wall run-off;
- Groundwater inflow; and
- Direct precipitation to the pit, including snow-melt.

Figure 1 shows the distribution of waste rock and tailings for LOM and the information is summarized in Table 1, including the collection of runoff and seepage from each WRTSF. Because of the variations in placement of waste rock and tailings, water quality in the NWMP was modeled throughout LOM for both wet and dry climate scenarios to provide a range of results for the mine plan.

3.2 UPDATED MINE PLAN AND WATER BALANCE

The changes incorporated into the NWMP models include the following:

- Changes to the mine plan (G Mining Services);
- Updated waste rock, overburden, and water management facility design (Golder); and
- Updated site-wide water balance model completed by Golder.

Updates to the mine plan and water management facility design are generally summarized above. One major update is that waste rock will no longer be stored where it will be partially saturated.

The water balance for the new updated mine plan is similar to the water balance reviewed for the previous models (Golder 2021). As before, all runoff and seepage from area facilities reports to the NWMP. However, runoff and seepage from the East WRTSF is captured in the EWMP prior to being pumped to the NWMP. The component of the water balance can be broken down to correspond to a specific chemistry within the geochemical model, those components are listed in Table 2 and proportions of each component are shown in Table 3 for three of the years included in the model. The model addresses two climate scenarios presented in the water balance, 25 year wet and 25 year dry. The water balance also evaluated a scenario accounting for potential climate change impact on the average climate conditions, but that scenario was not evaluated as part of the surface water chemistry models. For geochemistry and water quality, it is assumed that the drier years will produce poorer water quality, and the wetter years will produce potentially better water quality based on increased dilution.

Table 1 Waste rock and tailings distribution for LOM

Management Area	Year				
	-1	1-4	5-10	11-13	14-18.5
North Water Management Pond (NWMP)	— Construction — Runoff from OPSF	— Runoff from OPSF — Runoff from West WRTSF — Pumped water from EWMP	— Runoff from OPSF — Runoff from West WRTSF — Runoff from North East WRTSF — Pumped water from EWMP	— Runoff from OPSF — Runoff from West WRTSF — Runoff from North East WRTSF — Pumped water from EWMP — Pumped runoff from pit/South West WRTSF	— Runoff from OPSF — Runoff from West WRTSF — Runoff from North East WRTSF — Pumped water from EWMP — Pumped runoff from pit/South West WRTSF
East Water Management Pond (EWMP)	— Construction	— Runoff from East WRTSF — Runoff pumped to NWMP	— Runoff from East WRTSF — Runoff pumped to NWMP	— Runoff from East WRTSF — Runoff pumped to NWMP	— Runoff from East WRTSF — Runoff pumped to NWMP
OPSF	— Placing overburden from pit striping and site development — Runoff to NWMP	— Runoff to NWMP	— Runoff to NWMP	— Runoff to NWMP	— Runoff to NWMP
East WRTSF	--	— Waste rock placement — Tailings placement in cells — Contact water draining to EWMP and pumped to NWMP	— Waste rock placement — Runoff to EWMP and pumped to NWMP	— Runoff to EWMP and pumped to NWMP	— Runoff to EWMP and pumped to NWMP — Waste rock placement in mined pit (East WRTSF extension)

Table 1 Waste rock and tailings distribution for LOM

Management Area	Year				
	-1	1-4	5-10	11-13	14-18.5
West WRTSF	--	— Waste rock placement — Runoff to NWMP	— Waste rock placement — Tailings placement in cells — Runoff to NWMP	— Waste rock placement — Runoff to NWMP	— Runoff to NWMP
North East WRTSF	--	--	— Waste rock placement — Runoff to NWMP	— Waste rock placement — Runoff to NWMP	— Tailings placement — Waste rock placement — Runoff to NWMP
South West WRTSF	--	--	--	— Waste rock placement — Tailings placement — Runoff to pit and then pumped to NWMP	— Runoff to pit and then pumped to NWMP

Information from Golder. 2021. *Tailings, Waste, Rock, Overburden, and Water Management Facility Preliminary Engineering Design*. March.

Table 2 Water balance inflow components for north water management pond models

Water Balance Component	Chemical Input for Model
WRTSF Runoff	Proportional waste rock and tailings contact water
WRTSF Seepage	Proportional waste rock and tailings contact water
OPSF Runoff	Median surface water
OPSF Seepage	Median surface water
Process Plant Runoff	Median surface water
Concrete Batch Plant Area Runoff	Median surface water
North Haul Road Runoff	Waste rock contact water
South Haul Road Runoff	Waste rock contact water
Explosives Magazine Runoff	Median surface water chemistry
Open Pit Runoff	Waste rock contact water
Open Pit Ground Water	Groundwater near the pit
Direct Precipitation to WMP	Pure water

Table 3 Water balance components for north water management pond models

Water Balance Component	Dry			Wet		
	Year 3	Year 9	Year 19	Year 3	Year 9	Year 19
Waste rock contact runoff and seepage	54%	62%	63%	54%	61%	63%
Tailings contact runoff and seepage	8%	8%	7%	7%	8%	7%
Median surface water	19%	8%	8%	18%	8%	8%
Groundwater near pit	6%	11%	8%	7%	12%	8%
Direct precipitation	12%	11%	14%	14%	11%	14%
Evaporation	4%	4%	5%	4%	4%	5%

The input chemistry used in the models was based on humidity cell column tests described in the 2018 modeling report and 2019 technical memorandum and monitoring data collected in previous studies. The chemical inputs are described in the 2018 modeling report, unless described below. The PHREEQC model requires dissolved concentrations as inputs, therefore the chemistry from earlier in the humidity cell tests was used rather than the total concentrations, representative of long-term steady state conditions, measured later in the evolution of the humidity cell tests. This also acts as a more conservative assessment, as the water chemistry of the leachates produced in the tests improved as the humidity cell tests progressed. The chemistry inputs used within the models are presented in Table 4 and Table 5 for dry and wet conditions, respectively.

A change included in the modeling update is water quality entering and mixing in the NWMP was calculated in monthly timesteps throughout LOM based on monthly water balance data. The previous models calculated the water quality by mixing the discreet components for three specific years but did not evaluate the changing water quality in the NWMP as water from the mine entered the NWMP. This update provides a more robust calculation of evolving water quality within the NWMP. A second update from the 2019 models is to the chemistry used to represent the contact water of waste rock and tailings in the WRTSFs. The waste rock is unsaturated (vs. the 2019 model when it was a mix of unsaturated and

saturated waste rock), and the unsaturated waste rock uses the chemistry for the unsaturated waste rock humidity cell from weeks 1-4. Scaling of the waste rock, tailings, and pit runoff chemistry is analogous to the models completed previously with a scaling factor of 5.5 used for waste rock, tailings, and pit wall runoff.

Direct precipitation and evaporation are assumed to have no mass load and a pH of 5.5 (to mimic the natural chemistry of rainfall). Evaporation is the removal of pure water and does not remove solute load from the model.

Table 4 Estimated inflow chemistry for water management pond model for dry conditions

Parameter	Units	Waste Rock HCT first flush unsaturated	Tailings HCT first flush unsaturated	Median surface water chemistry	Groundwater near pit
pH	S.U.	7.6	7.65	4.23	7.38
Alkalinity	mg/L as CaCO3	28	31	0.75	49.2
pe	pe units	8.5	8.4	6.0	4.0
EC		24.8	35.7	1.4	10.3
Ca	mg/L	45.4	47.5	0.5	1.9
Mg	mg/L	8.1	5.1	0.3	2.1
K	mg/L	55.6	21.0	1.5	16.3
Na	mg/L	34.6	2.5	1.4	1.3
Cl	mg/L	n/a	n/a	0.3	12
SO4	mg/L	50	50	0.20	0.08
Al	mg/L	0.63	0.92	0.000004	0.00039
Sb	mg/L	0.010175	0.009533	0.000002	0.00001
Ag	mg/L	0.000138	0.000138	0.0009	0.0934
As	mg/L	0.8003	0.9442	0.004	0.013
Ba	mg/L	0.065	0.033	0.00001	0.00004
Be	mg/L	0.00003	0.00002	1.8E-05	9.2E-06
Cd	mg/L	3.5E-05	8.3E-06	0.0010	0.0005
Cr	mg/L	0.0011	0.0006	0.0002	0.0004
Co	mg/L	0.0028	0.0011	0.00032	0.00162
Cu	mg/L	0.00169	0.00491	n/a	0.0011
Sn	mg/L	0.1591	0.0464	1.615	0.087
Fe	mg/L	0.336	0.105	1.0E-06	1.0E-06
Hg	mg/L	2.8E-05	1.5E-04	0.0008	0.58
Li	mg/L	2.2633	0.4851	0.025	0.125
Mn	mg/L	0.143	0.116	0.00004	0.00158
Mo	mg/L	0.0126	0.0023	0.00043	0.00300
Ni	mg/L	0.0180	0.0035	0.00041	0.00007
Pb	mg/L	0.00030	0.00193	0.00012	0.00037
Se	mg/L	0.00187	0.00057	0.016	0.126
Sr	mg/L	0.566	0.379	0.00001	0.00065
U	mg/L	0.03839	0.02438	0.00001	0.00035
V	mg/L	0.00792	0.00875	0.005	0.004
Zn	mg/L	0.006	0.006	4.23	7.38

Table 5 Estimated inflow chemistry for water management pond model for wet conditions

Parameter	Units	Waste Rock HCT first flush unsaturated	Tailings HCT first flush unsaturated	Median surface water chemistry	Groundwater near pit
pH	S.U.	7.6	7.65	4.23	7.38
Alkalinity	mg/L as CaCO3	28	31	0.75	49.2
pe	pe units	8.5	8.4	6.0	4.0
EC		24.8	35.7	1.4	10.3
Ca	mg/L	4.4	6.93	0.5	1.9
Mg	mg/L	30.3	33.3	0.3	2.1
K	mg/L	18.8	42	1.5	16.3
Na	mg/L	n/a	n/a	1.4	1.3
Cl	mg/L	50	50	0.3	12
SO4	mg/L	0.34	82.5	0.20	0.08
Al	mg/L	0.00555	0.0024	0.000004	0.00039
Sb	mg/L	0.00008	0.00147	0.000002	0.00001
Ag	mg/L	0.4365	0.948	0.0009	0.0934
As	mg/L	0.036	0.2826	0.004	0.013
Ba	mg/L	0.00002	0.0555	0.00001	0.00004
Be	mg/L	1.9E-05	0.002007	1.8E-05	9.2E-06
Cd	mg/L	0.0006	0.0729	0.0010	0.0005
Cr	mg/L	0.0015	0.02667	0.0002	0.0004
Co	mg/L	0.00092	0.1335	0.00032	0.00162
Cu	mg/L	0.0868	0.2043	n/a	0.0011
Sn	mg/L	0.183	57.6	1.615	0.087
Fe	mg/L	1.5E-05	0.00081	1.0E-06	1.0E-06
Hg	mg/L	1.23	3.69	0.0008	0.58
Li	mg/L	0.078	9.27	0.025	0.125
Mn	mg/L	0.00686	0.01407	0.00004	0.00158
Mo	mg/L	0.00983	0.0873	0.00043	0.00300
Ni	mg/L	0.00017	0.2124	0.00041	0.00007
Pb	mg/L	0.00102	0.00036	0.00012	0.00037
Se	mg/L	0.309	0.423	0.016	0.126
Sr	mg/L	0.02094	0.2673	0.00001	0.00065
U	mg/L	0.00432	0.0345	0.00001	0.00035
V	mg/L	0.003	1.098	0.005	0.004
Zn	mg/L	7.6	7.65	4.23	7.38

3.3 RESULTS

The NWMP modeling results for wet and dry conditions are presented in Tables 6 through 8 for select months in LOM years, 3, 9, and 19 and are compared with applicable effluent limits defined by Directive 019 (D019) and MMER. The months were selected to represent summer/fall conditions as the water balance model is not as robust for winter months.

Similar to previous models, solute loads in the dry climate scenarios are typically around double those of the wet climate scenarios, as there is less dilution for the released mass load from the waste, tailings, and pit wall rock in the dry climate scenario. The results are similar to those produced by previous models with the exception that arsenic concentrations for the dry conditions exceed the applicable effluent limits. Concentrations of all other solutes are simulated to be compliant with regulations. Monthly arsenic concentrations for dry conditions are shown on Figure 6. Arsenic concentrations in May and June generally do not exceed D019 limits, but in later months, when there is a decrease in direct precipitation, arsenic concentrations increase and begin to exceed the D019 limit around Year 8. While the arsenic concentrations in previous models did not exceed the D019 limits, the Year 10 models did indicate arsenic concentrations may be up to 0.15 mg/L. The different results from the models is likely due to the 2021 model addressing the ongoing NWMP water quality compared to the 2019 model that evaluated it at specific time steps.

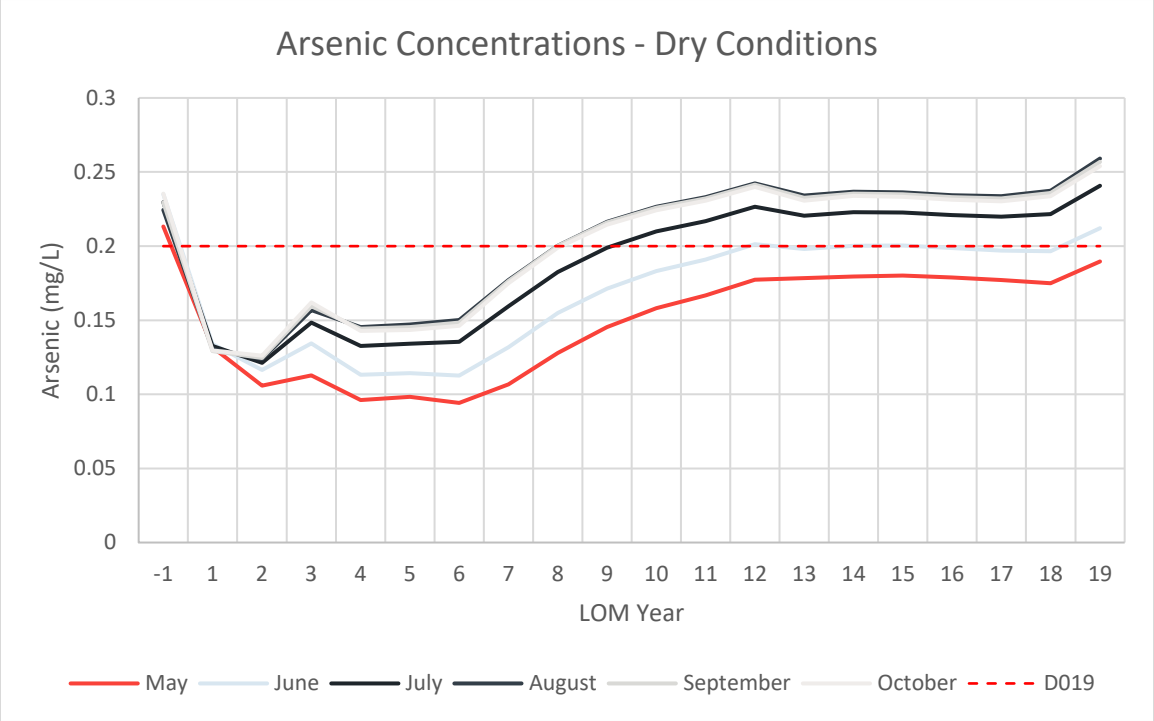


Figure 6: Arsenic Concentrations in North Water Management Pond

These modelling results are based on a simplified conceptualization, commensurate with the limited geochemical data available to date and the level of current understanding of water flow dynamics in the pit and water management pond. For instance, single chemistries have been assigned to a compound of runoff and seepage generated from waste rock or tailings, while runoff and seepage are expected to have markedly different degrees of interaction with the waste materials and resulting chemical signatures.

It is likely that the simulated parameter values are subject to a degree of uncertainty and are also likely to fluctuate significantly over time during a single year and over different years due to changing climatic conditions. The model simplifies actual mine scenarios by combining seepage and runoff water and making assigning the chemistry to the various components based on past studies. The PHREEQC model was set up to simulate sorption of arsenic and other trace metals onto iron precipitates, assuming a good contact between the percolating water and the iron precipitates in the

waste pile prior to mixing of runoff and seepage in the NWMP. At field scale, due to the kinetics and location of precipitates, this process may be less efficient, and arsenic in the waste pile contact water may be more elevated than predicted. Due to the arsenic concentration exceeding the D019 limit, the design of water treatment infrastructure should assume that removal of arsenic will be necessary at least during part of each year to ensure compliance with D019 and MMER limits. A more detailed study of the waste and tailings, combined with the current geochemistry dataset, could be completed should a more detailed prediction be required.

Table 6 Water management pond geochemical modeling results – LOM Year 3 - summer

Parameters	Unit	Year 3 Dry			Year 3 Wet			D019 Average Monthly Concentration	MMER Monthly Mean Concentration
Physical-chemical		July	August	Sept	July	August	Sept		
pH	--	7.6	7.6	7.6	7.4				
Alkalinity (as CaCO3)	mg/L	18.3	17.9	17.4	10.8	10.7	10.4		
Major ions									
Calcium	mg/L	34.1	33.6	33.1	18.9	18.6	18.2		
Chloride	mg/L	0.3	0.4	0.4	0.3	0.4	0.4		
Magnesium	mg/L	6.1	6.0	5.9	3.5	3.4	3.3		
Potassium	mg/L	39.2	38.6	38.0	21.3	20.9	20.4		
Sodium	mg/L	29.1	28.7	28.2	16.4	16.1	15.8		
Sulphate	mg/L	35.4	35.0	34.5	35.3	34.7	34.0		
Trace Metals									
Aluminum	mg/L	0.005	0.005	0.005	0.003	0.003	0.003		
Antimony	mg/L	0.007	0.006	0.006	0.004	0.004	0.003		
Silver	mg/L	0.0003	0.0003	0.0003	0.0002	0.0002	0.0002		
Arsenic	mg/L	0.148	0.157	0.159	0.106	0.113	0.112	0.2	0.5
Barium	mg/L	0.08	0.08	0.08	0.05	0.04	0.04		
Beryllium	mg/L	1.11E-06	1.10E-06	1.10E-06	1.12E-06	1.11E-06	1.14E-06		
Cadmium	mg/L	0.00016	0.00016	0.00016	0.00013	0.00012	0.00012		
Chromium	mg/L	0.013	0.012	0.012	0.006	0.006	0.006		
Cobalt	mg/L	0.004	0.004	0.004	0.003	0.003	0.002		
Copper	mg/L	0.00004	0.00004	0.00004	0.00004	0.00004	0.00004	0.3	0.3
Iron	mg/L	0.00008	0.00008	0.00008	0.00011	0.00011	0.00012	3	
Lithium	mg/L	2.0	2.0	1.9	1.1	1.1	1.0		
Manganese	mg/L	0.00019	0.00020	0.00021	0.00049	0.00050	0.00052		
Mercury	mg/L	4.71E-05	4.56E-05	4.46E-05	2.88E-05	2.77E-05	2.74E-05		
Molybdenum	mg/L	0.0100	0.0098	0.0097	0.0054	0.0053	0.0052		
Nickel	mg/L	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008	0.008	0.5	0.5
Lead	mg/L	2.15E-05	2.12E-05	2.12E-05	1.54E-05	1.51E-05	1.52E-05	0.2	0.2
Selenium	mg/L	0.0012	0.0012	0.0012	0.0007	0.0007	0.0007		
Strontium	mg/L	0.42	0.42	0.41	0.23	0.23	0.23		
Uranium	mg/L	0.068	0.065	0.063	0.034	0.033	0.032		
Vanadium	mg/L	0.0054	0.0055	0.0056	0.0038	0.0038	0.0038		
Zinc	mg/L	0.021	0.021	0.022	0.027	0.026	0.027	0.5	0.5

Table 7 Water management pond geochemical modeling results – LOM Year 9 - summer

Parameters	Unit	Year 9 Dry			Year 9 Wet			D019 Average Monthly Concentration	MMER Monthly Mean Concentration
Physical-chemical		July	August	Sept	July	August	Sept		
pH	--	7.7	7.7	7.7	7.5	7.5	7.5		
Alkalinity (as CaCO3)	mg/L	20.9	20.5	20.2	13.8	13.7	13.4		
Major ions									
Calcium	mg/L	37.1	36.7	36.4	20.8	20.5	20.2		
Chloride	mg/L	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3		
Magnesium	mg/L	6.6	6.6	6.5	3.8	3.7	3.7		
Potassium	mg/L	42.4	42.0	41.6	23.1	22.8	22.4		
Sodium	mg/L	31.7	31.4	31.1	18.2	18.0	17.7		
Sulphate	mg/L	38.9	38.6	38.3	38.8	38.3	37.8		
Trace Metals									
Aluminum	mg/L	0.006	0.006	0.006	0.004	0.004	0.004		
Antimony	mg/L	0.007	0.007	0.007	0.004	0.004	0.004		
Silver	mg/L	0.0003	0.0003	0.0003	0.0002	0.0002	0.0002		
Arsenic	mg/L	0.199	0.216	0.216	0.137	0.150	0.147	0.2	0.5
Barium	mg/L	0.07	0.07	0.07	0.05	0.05	0.05		
Beryllium	mg/L	1.13E-06	1.11E-06	1.12E-06	1.04E-06	1.03E-06	1.05E-06		
Cadmium	mg/L	0.00015	0.00015	0.00015	0.00012	0.00011	0.00011		
Chromium	mg/L	0.012	0.012	0.012	0.006	0.006	0.006		
Cobalt	mg/L	0.004	0.003	0.003	0.003	0.002	0.002		
Copper	mg/L	0.00005	0.00004	0.00004	0.00004	0.00004	0.00004	0.3	0.3
Iron	mg/L	0.00007	0.00007	0.00007	0.00010	0.00010	0.00010	3	
Lithium	mg/L	2.2	2.1	2.1	1.2	1.2	1.2		
Manganese	mg/L	0.00015	0.00016	0.00016	0.00031	0.00031	0.00032		
Mercury	mg/L	5.08E-05	4.89E-05	4.84E-05	3.12E-05	2.95E-05	2.97E-05		
Molybdenum	mg/L	0.0108	0.0106	0.0105	0.0059	0.0058	0.0057		
Nickel	mg/L	0.008	0.008	0.008	0.007	0.007	0.007	0.5	0.5
Lead	mg/L	2.38E-05	2.36E-05	2.37E-05	1.62E-05	1.59E-05	1.61E-05	0.2	0.2
Selenium	mg/L	0.0014	0.0013	0.0013	0.0008	0.0008	0.0007		
Strontium	mg/L	0.46	0.46	0.45	0.26	0.25	0.25		
Uranium	mg/L	0.068	0.066	0.065	0.036	0.034	0.033		
Vanadium	mg/L	0.0063	0.0063	0.0064	0.0042	0.0041	0.0041		
Zinc	mg/L	0.019	0.019	0.020	0.022	0.021	0.022	0.5	0.5

Table 8 Water management pond geochemical modeling results – LOM Year 19 - summer

Parameters	Unit	Year 19 Dry			Year 19 Wet			D019 Average Monthly Concentration	MMER Monthly Mean Concentration
Physical-chemical		July	August	Sept	July	August	Sept		
pH	--	7.6	7.6	7.6	7.4	7.4	7.4		
Alkalinity (as CaCO3)	mg/L	18.2	17.6	17.3	11.4	11.1	10.9		
Major ions									
Calcium	mg/L	38.0	37.7	37.2	21.1	20.9	20.6		
Chloride	mg/L	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2		
Magnesium	mg/L	6.8	6.7	6.7	3.8	3.8	3.7		
Potassium	mg/L	44.1	43.7	43.2	24.0	23.8	23.4		
Sodium	mg/L	31.9	31.6	31.2	18.0	17.8	17.5		
Sulphate	mg/L	40.1	39.8	39.3	39.9	39.5	38.9		
Trace Metals									
Aluminum	mg/L	0.005	0.005	0.005	0.003	0.003	0.003		
Antimony	mg/L	0.008	0.007	0.007	0.004	0.004	0.004		
Silver	mg/L	0.0003	0.0003	0.0003	0.0002	0.0002	0.0002		
Arsenic	mg/L	0.241	0.259	0.257	0.149	0.161	0.157	0.2	0.5
Barium	mg/L	0.07	0.07	0.07	0.05	0.05	0.05		
Beryllium	mg/L	1.10E-06	1.09E-06	1.11E-06	1.10E-06	1.10E-06	1.14E-06		
Cadmium	mg/L	0.00016	0.00015	0.00015	0.00012	0.00012	0.00012		
Chromium	mg/L	0.012	0.011	0.011	0.006	0.006	0.006		
Cobalt	mg/L	0.004	0.004	0.004	0.003	0.003	0.003		
Copper	mg/L	0.00004	0.00004	0.00004	0.00004	0.00004	0.00004	0.3	0.3
Iron	mg/L	0.00008	0.00008	0.00008	0.00011	0.00011	0.00011	3	
Lithium	mg/L	2.2	2.1	2.1	1.2	1.2	1.2		
Manganese	mg/L	0.00020	0.00021	0.00022	0.00046	0.00048	0.00049		
Mercury	mg/L	4.67E-05	4.48E-05	4.42E-05	2.96E-05	2.81E-05	2.81E-05		
Molybdenum	mg/L	0.0110	0.0109	0.0108	0.0060	0.0059	0.0058		
Nickel	mg/L	0.009	0.009	0.009	0.008	0.008	0.008	0.5	0.5
Lead	mg/L	2.31E-05	2.29E-05	2.33E-05	1.63E-05	1.60E-05	1.65E-05	0.2	0.2
Selenium	mg/L	0.0014	0.0014	0.0014	0.0008	0.0008	0.0008		
Strontium	mg/L	0.47	0.47	0.46	0.26	0.26	0.25		
Uranium	mg/L	0.067	0.064	0.063	0.036	0.034	0.033		
Vanadium	mg/L	0.0071	0.0071	0.0071	0.0045	0.0044	0.0044		
Zinc	mg/L	0.021	0.021	0.022	0.026	0.025	0.026	0.5	0.5

4 PIT LAKE MODEL

4.1 CONCEPTUALIZATION

The model for the pit lake in closure is conceptualized as per the original model described in the Geochemical Modelling report (WSP report 171-02562-00_GC_R1, 2018). Any changes to inputs and set-up are described in this report, otherwise inputs and set-up can be assumed to match the previous description.

Similar to the previous 2018 and 2019 modeling studies, the pit lake model water chemistry results are presented as the water chemistry at the point of discharge following the completion of pit lake filling up to the spill point elevation in the open pit. The chemistry of the pit lake discharge point is presented in this report along with an estimation of how the chemistry may evolve as the lake is forming (only under the lower flow scenario).

4.2 UPDATED MINE PLAN AND WATER BALANCE AND GEOCHEMICAL DATA

4.2.1 MINE PLAN

The final pit shell for the planned mine has changed following updates to the mine plan. Changes are described earlier in this report and major changes include the following:

— The pit was deepened from -38 mRL to -48 mRL;
— Waste rock will be placed in the pit in the East Dump Extension; and
— The final pit layout is updated from the 2019 pit layout.

The new final pit shell is shown in the schematic in Figure 7. The stage vs. volume curve and stage vs. lake surface area curve were derived from the final pit shell (Figure 8). The spill point is 209 mRL and may occur at anywhere along the pink line along the pit rim on Figure 7.

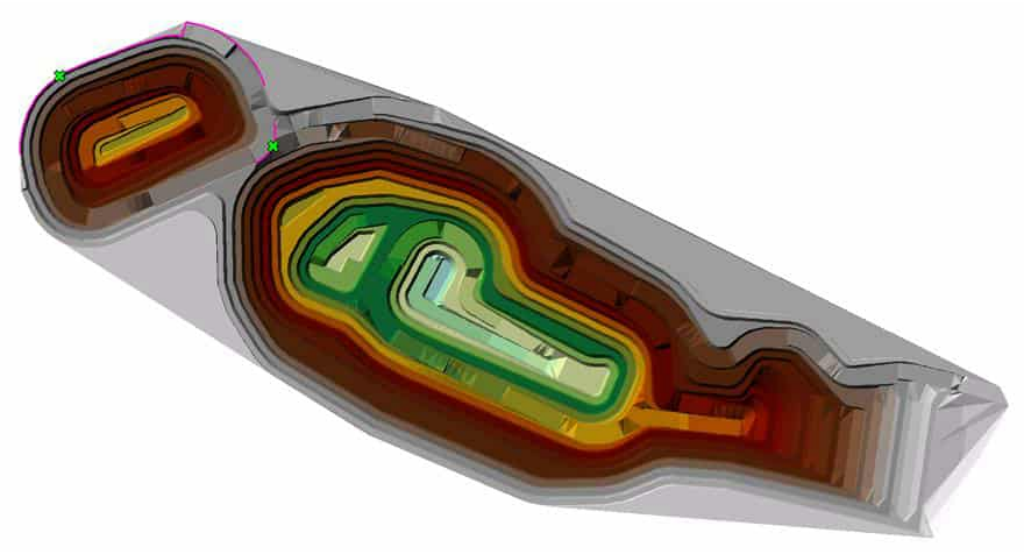


Figure 7: Schematic of Final Pit Shell Used in Pit Lake Filling Model

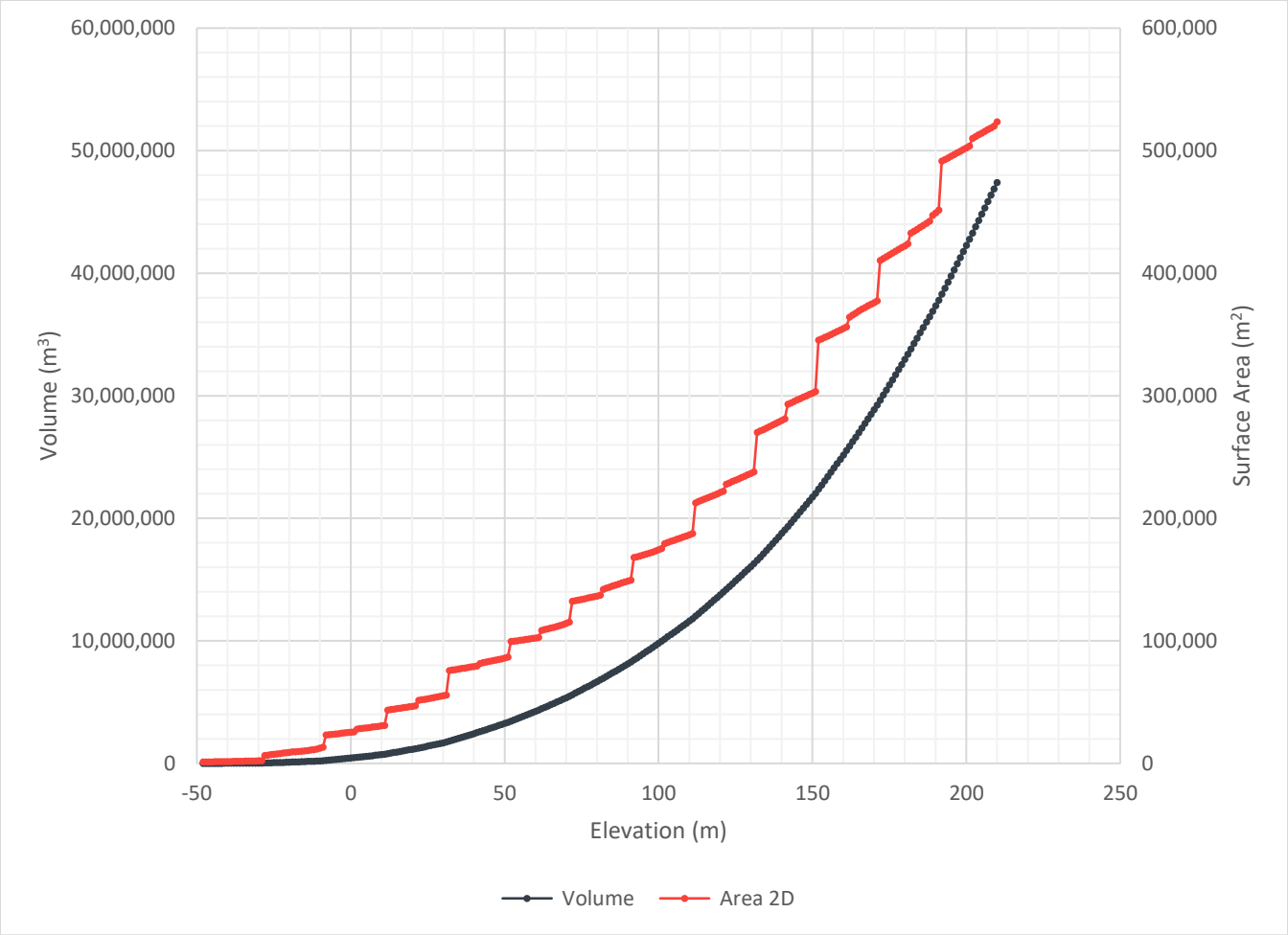


Figure 8: Stage-Volume and Stage-Surface Area Curves for the Final Pit Lake Filling Model

4.2.2 GROUNDWATER INFLOWS AND WATER BALANCE

The groundwater inflows for the pit lake water balance were derived from the FEFLOW groundwater model for the Galaxy project area, updated in 2021. The pit lake model included two scenarios originally to estimate the likely range of groundwater inflow values after mine closure. The updated groundwater modelling has provided new inflow values for Scenario 1 (low groundwater flow), based on the calibrated model where the rocks surrounding the pit have a very low permeability and for Scenario 2 (high groundwater flow) assume that the pit is connected to the more permeable paragneiss unit at some point. The groundwater inflow rate for the two scenarios are shown in Table 9.

Runoff and seepage from the South West WRTSF will drain to the pit. The model was updated to incorporate the runoff/seepage from the South West WRTSF. The model incorporates the volume of runoff/seepage from year 19 of the water balance during the 25-year dry conditions to provide a conservative estimate of the impact of the runoff/seepage on the lake.

All other elements of the water balance, such as climate data, are the same as the 2018 and 2019 models. The lake forms over 138 years for the low groundwater inflow scenario, and year 98 for the high groundwater inflow scenario. A summary of the water balance, provided in 10-year intervals, is shown for both scenarios in Table 10 and Table 11.

Table 9 Estimated groundwater inflows to the final pit under two flow scenarios

Model	Elevation	Groundwater Inflow (m^3/d)
SC 1: Calibrated model (very low permeability)	-48 m	365
	50 m	340
	150 m	280
	209 m	3
SC 2: Connected with the paragneiss unit at some point	-48 m	1125
	50 m	1078
	150 m	864
	209 m	4

Table 10 Summary of pit lake water balance for Scenario 1 (low permeability)

Year	Pit Lake Water Level (mRL)	Pit Lake Volume (m^3)	Pit Lake Surface Area (m^2)	Groundwater Inflow (m^3)	Rainfall+Snow on lake (m^3)	Pit wall runoff (m^3)	WRTSF Runoff/Seepage (m^3)	Waste Rock Flushing water (m^3)	Evaporation (m^3)
10	59	4,155,521	101,977	1,370,671	456,149	1,697,898	834,929	-	-204,126
20	88	7,827,859	147,191	1,164,839	788,281	1,318,570	751,776	2,944	-354,072
30	109	11,439,197	185,671	1,109,762	988,880	1,165,214	750,000	72,406	-474,924
40	126	15,128,246	232,165	1,104,646	1,308,370	1,045,833	774,833	73,958	-618,590
50	140	18,772,012	279,927	1,067,075	1,583,033	889,186	772,520	73,043	-741,092
60	152	22,374,035	345,414	1,031,847	1,826,559	750,554	770,567	72,177	-849,682
70	161	25,529,609	356,261	823,061	1,944,482	523,942	699,313	63,220	-898,444
80	170	28,856,219	376,059	752,686	2,269,855	511,300	771,691	66,670	-1,045,592
90	178	32,132,851	419,407	624,048	2,604,431	382,087	795,274	65,650	-1,194,858
100	185	35,134,977	437,417	468,961	2,607,431	299,854	759,471	60,146	-1,193,738
110	191	37,799,295	451,519	330,527	2,491,781	227,879	699,697	53,400	-1,138,965
120	197	40,764,075	498,166	272,999	3,204,281	81,580	807,026	59,376	-1,460,482
130	202	43,277,168	510,088	152,350	2,861,387	44,237	707,777	50,332	-1,302,991
140	207	45,845,537	517,220	77,223	3,087,249	10,434	746,584	51,439	-1,404,559

Table 11 Summary of pit lake water balance for Scenario 2 (high permeability)

Year	Pit Lake Water Level (mRL)	Pit Lake Volume (m^3)	Pit Lake Surface Area (m^2)	Groundwater Inflow (m^3)	Rainfall+Snow on lake (m^3)	Pit wall runoff (m^3)	WRTSF Runoff/Seepage (m^3)	Waste Rock Flushing water (m^3)	Evaporation (m^3)
10	82	6,959,732	142,169	4,197,372	610,573	1,596,831	828,186	-	-273,231
20	117	13,101,015	217,896	3,564,845	1,130,912	1,179,163	772,445	108,669	-506,082
30	140	18,772,012	279,927	3,202,366	1,508,874	894,853	740,123	113,683	-675,219
40	158	24,466,881	352,324	3,099,566	2,033,493	693,695	778,101	114,103	-909,986
50	171	29,232,918	377,333	2,280,712	2,239,857	502,674	745,128	95,511	-1,002,333
60	181	33,397,709	423,882	1,685,889	2,535,343	334,920	743,202	83,445	-1,134,563
70	190	37,349,042	449,130	1,285,703	2,874,513	278,272	799,185	79,174	-1,286,341
80	197	40,764,075	498,166	819,999	3,111,962	97,651	778,020	68,406	-1,392,599
90	203	43,787,979	511,533	464,378	3,166,204	42,820	767,374	60,563	-1,416,872
100	207	45,845,537	517,220	148,945	2,407,875	6,317	571,942	41,208	-1,077,521

4.2.3 GEOCHEMICAL DATA

The water quality for the source terms was derived on the same basis as for the NWMP model, and for the previous 2018 & 2019 models with the exception that it now incorporates runoff/seepage from the South West WRTSF and waste rock placed in the pit. The source term water chemistries are shown in Table 12. The groundwater quality used within the model is the same monitoring data as per the previous model. The water quality of the pit wall runoff and the runoff/seepage from the South West WRTSF was estimated using the week 1 – 4 data from the unsaturated waste rock humidity cell test, using a scaling factor of 2, which is the same scaling factor used in the 2018 and 2019 models. Rainfall and snowmelt onto the lake water table, and evaporation from the lake were represented as pure water with a pH of 5.5. The base depth of waste rock within the pit was estimated to be at 88.5 mRL based on the site configuration shown on Figures 1 and 7. The waste rock was incorporated into the pit lake model with the assumption that for each meter of depth in the pit, pore space in the waste rock comprises two percent of the pit volume and two percent of the planar area. Therefore, beginning at 88.5 mRL, two percent of the planar area was estimated to contain water from flushing waste rock voids. The water quality of the waste rock flushing water was estimated using the week 0 data from the saturated waste rock humidity cell test. Because the waste rock is sitting in the pit unsaturated for a number of years before the pit lake reaches it (20 years in low flow scenario and 12 years in higher flow scenario), mineral salts are assumed to have formed in the waste rock that will be flushed out once it is saturated with pit lake water. A scaling factor of 10 was used to represent the accumulation and flushing of these salts.

Table 12 Estimated inflow chemistry for pit lake

Parameter	Units	Waste Rock HCT week 1-4 unsat.	Waste Rock HCT first flush sat.	Groundwater near pit	Rainfall/ snowmelt & evaporation
pH	S.U.	7.6	7.66	7.38	5.5
Alkalinity	mg/L as CaCO3	28	35	49.2	0
Redox potential	mV	289.5	258	--	--
pe	pe units	8.5	8	4	4.0
Ca	mg/L	16.5	74.9	10.3	0
Mg	mg/L	2.9	38	1.9	0
K	mg/L	20.2	163	2.1	0
Na	mg/L	12.6	105	16.3	0
Cl	mg/L	n/a	n/a	1.3	0
SO4	mg/L	14	14	12	0
Al	mg/L	0.23	118	0.08	0
Sb	mg/L	0.003700	0.009	0.00039	0
Ag	mg/L	0.000050	0.0009	0.00001	0
As	mg/L	0.2910	1.31	0.0934	0
Ba	mg/L	0.024	1.21	0.013	0
Be	mg/L	0.00001	0.00952	0.00004	0
Cd	mg/L	1.3E-05	3.8E-04	9.2E-06	0
Cr	mg/L	0.0004	0.266	0.0005	0
Co	mg/L	0.0010	0.0498	0.0004	0
Cu	mg/L	0.00062	0.083	0.00162	0
Sn	mg/L	0.0579	0.515	0.0011	0
Fe	mg/L	0.122	75.7	0.087	0
Hg	mg/L	1.0E-05	5.0E-05	1.0E-06	0
Li	mg/L	0.8230	6.14	0.58	0
Mn	mg/L	0.052	1.48	0.125	0
Mo	mg/L	0.0046	0.0199	0.00158	0
Ni	mg/L	0.0066	0.187	0.00300	0
Pb	mg/L	0.00011	0.0443	0.00007	0
Se	mg/L	0.00068	0.0057	0.00037	0
Sr	mg/L	0.206	1.01	0.126	0
U	mg/L	0.01396	0.0403	0.00065	0
V	mg/L	0.00288	0.194	0.00035	0
Zn	mg/L	0.002	0.23	0.004	0

4.3 MODELING METHODOLOGY

The modeling methodology was the same as used for the 2018 report and 2019 technical memorandum. For each of the two scenarios, using the proportions shown in Tables 10 and 11, the four inflow water types were mixed in PHREEQC and evaporated water was removed from the mixture. As the residence time in the lake water is long, precipitation of supersaturated mineral phases including ferrihydrite and amorphous aluminum hydroxide was again permitted. The partial pressure of carbon dioxide (CO_2) was adjusted to equilibrium with atmospheric CO_2 levels. As most of the lake water body is expected to be anoxic, no equilibrium with atmospheric oxygen was specified. Also, for conservatism, as most of the water in the lake will not be in close contact to the pit walls and bottom, no sorption of trace elements onto iron hydroxides was simulated.

4.4 RESULTS

The results for the water quality at the end of the pit lake filling time, at the point of discharge from the lake, are tabulated in Table 13. This includes both the low groundwater inflow scenario (post-closure year 138), and the high groundwater inflow scenario (post-closure year 98).

Solute concentrations for the low flow scenario are more concentrated than those for the higher flow scenario. The simulated pH for both the low inflow and high inflow scenarios is pH 8.0, compliant with D019 and MMER average monthly limits. Dissolved As in both scenarios is greater than 0.1 mg/L, compliant with both Directive 019 and MMER, but relatively close to the Directive 019 limit of 0.2 mg/L. All other parameters are also compliant with both Directive 019 and MMER average monthly limits.

A separate model was created to evaluate the progression of the water quality throughout the period of the filling of the pit for scenario 1 (low flow) and this model returned similar results to the static model run for the end of the pit lake filling time. The pH was between 8.0 and 8.1 throughout filling of the pit lake. The final static filled mix for the pit lake has a dissolved arsenic concentration of 0.168 mg/L, less than both the D019 and MMER average monthly limits. However, Figure 10 shows that the initial estimated concentration for arsenic at the beginning of the pit lake filling mix has an arsenic concentration of 0.223 mg/L, elevated above the D019 limit. The arsenic concentration continues to exceed the D019 limit for the first 62 years of pit filling. Following ongoing dilution, the arsenic concentration drops over time.

The incorporation of the waste rock in the pit at 88.5 mRL is visible at the 20 year mark when the pit lake encounters the base of the waste rock in Figures 9 and 10. However, the impact on the chemistry of the pit lake is limited. This is to be expected as pore space in the waste rock was assumed to comprise only two percent of the pit volume.

While the pit lake model does account for the presence of waste rock in the pit, a more robust model may be developed with the actual volume of waste rock present. In addition, the model provides a conservative estimate of the potential impact of runoff/seepage from the South West WRTSF into the pit. The estimate is conservative as the source term chemistry for the runoff/seepage utilizes humidity cell data from weeks 1-4 when the average arsenic concentrations were generally more elevated than the other periods during humidity cell testing. While the arsenic may flush faster from the South West WRTSF, it is still anticipated that arsenic concentrations will initially exceed the D019 limit.

Table 13 Modeling results of the final water quality in the pit lake

Parameters	Unit	Scenario 1 Low Inflow	Scenario 2 High Inflow	D019 Average Monthly Concentration	MMER Monthly Mean Concentration
Physical-chemical					
pH	--	8.0	8.0		
Alkalinity (as CaCO3)	mg/L	41.8	45.4		
Major ions					
Calcium	mg/L	10.6	10.9		
Chloride	mg/L	0.3	0.6		
Magnesium	mg/L	2.3	2.4		
Potassium	mg/L	11.8	9.7		
Sodium	mg/L	10.8	13.0		
Sulphate	mg/L	17.0	16.1		
Trace Metals					
Aluminum	mg/L	0.012	0.013		
Antimony	mg/L	0.00182	0.00142		
Silver	mg/L	0.00004	0.00004		
Arsenic	mg/L	0.167	0.151	0.2	0.5
Barium	mg/L	0.033	0.034		
Beryllium	mg/L	0.0002	0.0002		
Cadmium	mg/L	0.00001	0.00001		
Chromium	mg/L	0.005	0.005		
Cobalt	mg/L	0.001	0.001		
Copper	mg/L	0.00202	0.00234	0.3	0.3
Iron	mg/L	0.02	0.0085	3	
Lithium	mg/L	0.59	0.62		
Manganese	mg/L	0.075	0.098		
Mercury	mg/L	0.00000533	0.00000424		
Molybdenum	mg/L	0.00264	0.00241		
Nickel	mg/L	0.007	0.006	0.5	0.5
Lead	mg/L	0.001	0.001	0.2	0.2
Selenium	mg/L	0.00047	0.00047		
Strontium	mg/L	0.13	0.14		
Uranium	mg/L	0.007	0.005		
Vanadium	mg/L	0.005	0.004		
Zinc	mg/L	0.006	0.006	0.5	0.5

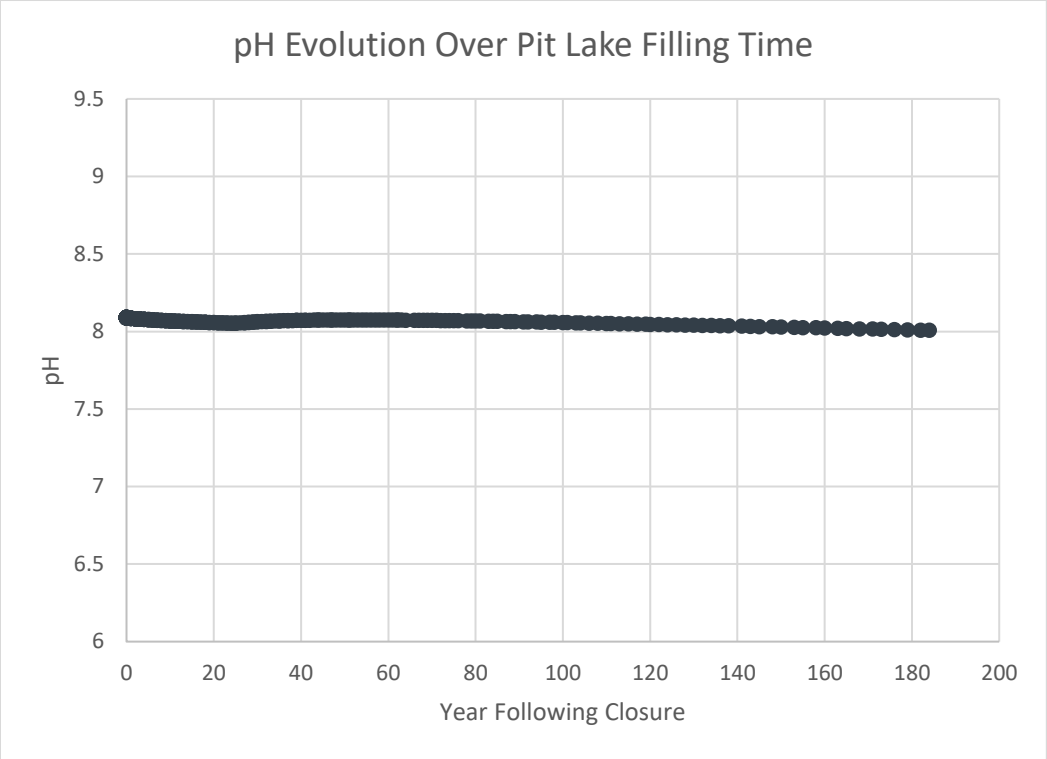


Figure 9: pH Evolution Over Pit Lake Filling Time

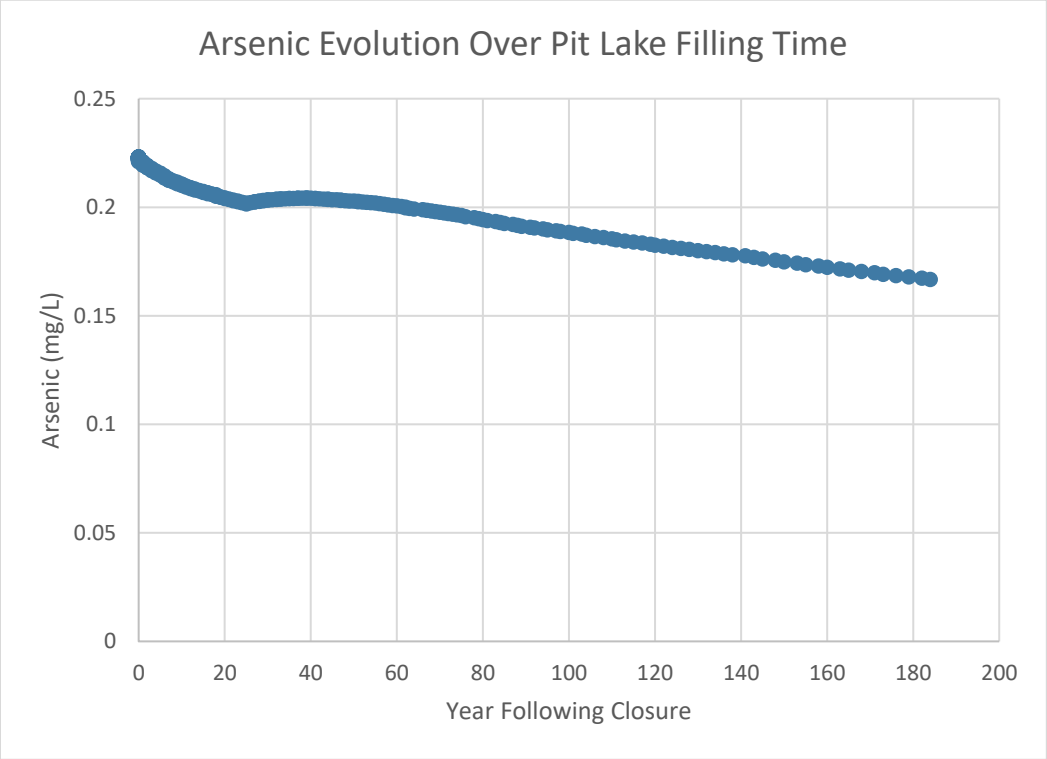


Figure 10: Arsenic Evolution Over Pit Lake Filling Time

5 SUMMARY AND CONCLUSIONS

The geochemical models for the NWMP and the final pit lake filling model were updated using similar conceptualizations as the 2018 and 2019 models. Updates included changes to the mine plan, including in-pit disposal of waste rock.

The water management pond model was updated to address the changing water chemistry in the NWMP throughout LOM for both 25-year dry conditions and 25-year wet conditions. Results of the model indicate that arsenic concentrations in the dry scenario will begin to exceed D019 average monthly limits in approximately Year 8 and concentrations will continue to increase over time. Based on these results, design for any water treatment infrastructure for the NWMP discharge should assume that removal of arsenic may be necessary during parts of the year. Because of the elevated arsenic concentrations during LOM, we recommend that the geochemical models are refined to address additional changes to the mine plan.

For the geochemical model of the final pit lake, two water qualities were simulated for low and high groundwater inflow values. Dissolved arsenic in both scenarios is near 0.15 mg/L, compliant with both Directive 019 and MMER, but relatively close to the Directive 019 limit of 0.2 mg/L. All other parameters are also compliant with both Directive 019 and MMER average monthly limits. However, arsenic concentrations exceeded the D019 limit for the first 62 years of the pit filling model. This is a conservative estimate. As for the NWMP model, a degree of uncertainty remains regarding the likely solute concentrations in the final pit lake (particularly regarding arsenic), due to the limited current knowledge about the future pit lake dynamics. Should further information become available we would recommend refining the pit lake filling model and chemistry prediction.

The geochemical modelling results presented herein are based on limited geochemical data and therefore represent high-level estimates. It is recommended to carry out additional geochemical sampling, laboratory testing and more detailed modelling to reduce the inherent uncertainties. It is good practice to increase the amount of geochemical information and sample numbers commensurate with project stage.

REFERENCES

— G Mining Services Inc. 2021. *Preliminary Economic Assessment, NI 43-101 Technical Report*. March.

— Golder. 2021. *James Bay Lithium Mine Project Preliminary Engineering Design – Water Management Ponds Design and Site-Wide Water Balance Update*. March.

— WSP. 2018. *Galaxy Geochemistry Report*. August.

— WSP. 2019. Galaxy Lithium Project: Update to facility water quality modeling. November.

ANNEXE

C

ENVIRONMENTAL AND SOCIAL IMPACT ASSESSMENT MODELLING – AIR DISPERSION MODELLING (STANTEC, 2021)

(EN ANGLAIS SEULEMENT)

Environmental and Social Impact Assessment Modelling – Air Dispersion Modelling

James Bay Lithium Pegmatite Project

July 29, 2021

Prepared for:

Galaxy Lithium (Canada) Inc.
720-2000 Peel Street
Montreal, QC H3A 2W5

Prepared by:

Stantec Consulting Ltd.
110-100, Alexis-Nihon Boulevard
Saint-Laurent, QC H4M 2N6
Tel: 514-739-0708
Fax: 514-739-8499

File: 121416913

This document entitled Environmental and Social Impact Assessment Modelling – Air Dispersion Modelling was prepared by Stantec Consulting Ltd. (“Stantec”) for the account of Galaxy Lithium (Canada) Inc. (the “Client”). Any reliance on this document by any third party is strictly prohibited. The material in it reflects Stantec’s professional judgment in light of the scope, schedule and other limitations stated in the document and in the contract between Stantec and the Client. The opinions in the document are based on conditions and information existing at the time the document was published and do not take into account any subsequent changes. In preparing the document, Stantec did not verify information supplied to it by others. Any use which a third party makes of this document is the responsibility of such third party. Such third party agrees that Stantec shall not be responsible for costs or damages of any kind, if any, suffered by it or any other third party as a result of decisions made or actions taken based on this document.

Prepared by _____
(signature)
Rengarajan (Raj) Vaiyapuri, B.Tech., M.Eng., EIT

Reviewed by _____
(signature)
Gillian Hatcher, M.A.Sc.

Reviewed by _____
(signature)
Dan Jarratt, EP, P.Eng

Approved by _____
(signature)
Jennifer McPhail, M.Eng., P.Eng.

Table of Contents

EXECUTIVE SUMMARY ..... **i**

1.0 INTRODUCTION **1**

2.0 PROJECT DESCRIPTION AND PROCESS OVERVIEW **2**
2.1 DUST MANAGEMENT PLAN 3

3.0 AIR CONTAMINANTS OF INTEREST **4**
3.1 AMBIENT AIR QUALITY LIMITS 4

4.0 EMISSION SOURCES **8**
4.1 CONSTRUCTION PHASE 8
4.1.1 Ore Concentrator and Workers' Camp 8
4.1.2 Unpaved Roads 9
4.1.3 Material Handling 10
4.1.4 Mobile Crushing/Screening 10
4.1.5 Dozing 11
4.1.6 Blasting 11
4.1.7 Drilling 12
4.1.8 Combustion Exhaust Gases 12
4.1.9 Wind Erosion – Storage Piles 14
4.1.10 Generators 15
4.1.11 Dust Collector 15
4.2 OPERATION PHASE 15
4.2.1 Ore Concentrator and Workers' Camp 16
4.2.2 Unpaved Roads 16
4.2.3 Material Handling 17
4.2.4 Dozing 18
4.2.5 Blasting 18
4.2.6 Drilling 18
4.2.7 Combustion Exhaust Gases 19
4.2.8 Wind Erosion – Storage Piles 20
4.2.9 Metal Emissions 21

5.0 AIR DISPERSION MODELLING METHODOLOGY **23**
5.1 MODEL SELECTION 23
5.2 MODELLING APPROACH 24
5.3 MODEL DOMAIN 24
5.4 APPLICATION BOUNDARY 24
5.5 TERRAIN DATA 24
5.6 METEOROLOGICAL DATA 25
5.7 BUILDINGS 25
5.8 RECEPTORS 26
5.8.1 Receptor Grid 26
5.8.2 Application Boundary Receptors 26



5.8.3 Sensitive Receptors 26
5.9 NO_X TO NO_2 CONVERSION 29
5.10 ESTIMATES OF CONCENTRATIONS FOR PERIODS LESS THAN 1 HOUR....29

6.0 AIR DISPERSION MODELLING RESULTS....30
6.1 CONSTRUCTION SCENARIO 30
6.2 OPERATIONS SCENARIO 36

7.0 SUMMARY AND CONCLUSIONS 43

8.0 CLOSING....44

9.0 REFERENCES....45

LIST OF TABLES

Table 1 Ambient Air Quality Limits 6
Table 2 Description of the Proposed Transport Truck Fleet - Construction 9
Table 3 Construction Phase Haul Road Usage Details 10
Table 4 Source Parameters used to Estimate Blasting Emissions during Construction....11
Table 5 Mobile Equipment Source Parameters for Construction 13
Table 6 Percent of Time Spent on Each Road Segment 13
Table 7 Operations Phase Haul Road Usage Details....17
Table 8 Parameters used to Estimate Blasting Emissions during Peak Operations 18
Table 9 Off-Road Mobile Equipment Parameters Considered during Operations....19
Table 10 On-Road Vehicles Parameters Considered during Operations....20
Table 11 Percent of Time Spent on Each Road Segment 20
Table 12 Material Group Descriptions to Estimate Metal Concentrations....21
Table 13 Distribution of Lithologies Associated with each Source Group 21
Table 14 Metal Content by Lithology....22
Table 15 Sensitive Receptors 27
Table 16 Model Predicted Air Quality in the Application Domain for Construction....31
Table 17 Model Predicted Air Quality at Sensitive Receptors for Construction....32
Table 18 Model Predicted Particulate Deposition Results in the Application Domain for Construction 33
Table 19 Model Predicted Particulate Deposition Results at Sensitive Receptors for Construction....33
Table 20 Dispersion Modelling Construction Results Comparison with Former ESIA Modelling 35
Table 21 Modeled Results in the Application Domain during Operation 37
Table 22 Results of Modelling at Sensitive Receptors for Operation....39
Table 23 Modeled Particulate Deposition Results in the Application Domain during Operation 40
Table 24 Modeled Particulate Deposition Results at Sensitive Receptors during Operation 40



Table 25	Dispersion Modelling Operations Results Comparison with Former ESIA Modelling	42
Table A.1.1	Source Parameters for Propane Stacks During Construction	Appendix A
Table A.1.2	Emission Rates for Propane Stacks During Construction	Appendix A
Table A.1.3	Source Parameters for Road Sources During Construction	Appendix A
Table A.1.4	Emission Rates for Unpaved Road Sources During Construction	Appendix A
Table A.1.5	Source Parameters and Emission Rates of Material Handling Sources During Construction	Appendix A
Table A.1.6	Source Parameters and Emission Rates of Mobile Crushing And Screening Operations During Construction	Appendix A
Table A.1.7	Source Parameters and Emission Rates of Bulldozing During Construction	Appendix A
Table A.1.8	Source Parameters and Emission Rates for Blasting During Construction	Appendix A
Table A.1.9	Source Parameters and Emission Rates for Drilling During Construction	Appendix A
Table A.1.10	Source Parameters and Emission Rates for Equipment Combustion Exhaust During Construction	Appendix A
Table A.1.11	Source Parameters and Emission Rates for Storage Piles During Construction	Appendix A
Table A.1.12	Source Parameters and Emission Rates for Dust Collectors During Construction	Appendix A
Table A.2.1	Source Parameters for Propane Stacks During Operation	Appendix A
Table A.2.2	Emission Rates for Propane Sources During Operation	Appendix A
Table A.2.3	Source Parameters and Emission Rates for Dust Collectors During Operation	Appendix A
Table A.2.4	Source Parameters for Routes During Operation	Appendix A
Table A.2.5	Emission Rates for Unpaved Road Sources During Operation	Appendix A
Table A.2.6	Source Parameters and Emission Rates for Material Handling Sources During Operation	Appendix A
Table A.2.7	Source Parameters and Emission Rates for Bulldozing During Operation	Appendix A
Table A.2.8	Source Parameters and Emission Rates for Blasting During Operation	Appendix A
Table A.2.9	Source Parameters and Emission Rates for Drilling During Operation	Appendix A
Table A.2.10	Source Parameters and Emission Rates for Equipment Combustion Exhaust During Operation	Appendix A
Table A.2.11	Source Parameters and Emission Rates for Storage Piles During Operation	Appendix A
Table D.1	Annual Explosive Usage and Associated GHG Emissions	Appendix D
Table D.2	Transportation and Mobile Equipment Emission Factors	Appendix D
Table D.3	On-Site Annual Diesel Fuel Usage	Appendix D
Table D.4	Annual GHG Emissions from Haul Trucks and Off-Road Mobile Equipment	Appendix D
Table D.5	Stationary Equipment Combustion Emission Factors	Appendix D
Table D.6	Stationary Combustion Annual Fuel Consumption and Associated Emissions	Appendix D



Table D.7 Aviation Turbo Diesel Emission Factors ..... Appendix D
Table D.8 Off-Site Transportation Fuel Usages and Associated GHG Emissions ..... Appendix D
Table D.9 Summary of Estimated Maximum Annual Construction GHG Emissions ..... Appendix D
Table D.10 Estimated Contribution of Construction GHG Emissions to Federal and Provincial Totals ..... Appendix D
Table D.11 Summary of Maximum Estimated Annual GHG Emissions During Project Operation ..... Appendix D
Table D.12 Estimated Contribution of Operation GHG Emissions to Federal and Provincial Totals ..... Appendix D
Table D.13 Estimated GHG Emissions Over the Lifetime of the Project ..... Appendix D

LIST OF APPENDICES

Appendix A Emission Source Parameters and Emission Rates
Appendix B Figures
Appendix C Sample Calculations
Appendix D Greenhouse Gas Assessment
Appendix E Dust Management Plan
Appendix F Geochemical Analysis Results
Appendix G Material Movement Log
Appendix H James Bay Lithium Mine Project, James Bay Road Shipping Emissions



Executive Summary

Stantec Consulting Ltd. (Stantec) was contracted by Galaxy Lithium (Canada) Inc. (Galaxy) to conduct an air quality dispersion modelling assessment, as well as a GHG emission estimate to support the James Bay Lithium Pegmatite Project (the Project), located in the region of Nord-Du-Quebec. This report presents the results of the air quality dispersion modelling assessment. In 2018, Galaxy prepared an air dispersion modelling study and GHG assessment (WSP 2018) to support the development of an Environmental and Social Impact Assessment (ESIA). Since the completion of the initial ESIA modelling, there have been several site layout and operational changes that arose in the Value Engineering phase (GMS 2020) of the Project which require revised air dispersion modelling. In addition, there were comments and Information Requests from the regulatory bodies (e.g., the Impact Assessment Agency of Canada, IAAC, and the Comité d'examen des répercussions sur l'environnement et le milieu social, COMEX), which have been incorporated in the dispersion modelling. Where applicable, Stantec remained consistent with the previous methods applied in the initial ESIA air dispersion modelling (WSP 2018), including for the estimation of emissions and the set-up of the modelling parameters.

The GHG assessment involved updating the GHG emission estimates to be representative of the revised site layout and to be compliant with the most recent requirements from Environment and Climate Change Canada (ECCC). Emissions of GHGs were quantified by individual pollutant and expressed in units of kilotonnes of CO_2 equivalent per year (kt CO_2e/y). The GHG species in the emission inventory included carbon dioxide (CO_2), methane (CH_4), and nitrous oxide (N_2O). The GHG assessment is attached to this air dispersion modelling report.

The objective of the air dispersion modelling study was to verify whether applicable ambient air quality limits will be met for contaminants that are expected to be emitted from two Project phases (i.e., construction and operation). The ambient air quality limits used in this assessment were prescribed by the Quebec Ministry of Environment and Climate Change/Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques (MELCC 2018), the Canadian Council of Ministers of the Environment (CCME 2021), and the World Health Organization (WHO 2005). The CAAQS are reference values for regional air quality management and are applicable to measured ambient concentrations at human receptor locations away from the industrial facility boundaries. The maximum model predicted concentrations from the Project are compared to the CAAQS in this context and do not imply compliance at the application boundary limit.

The air contaminants of interest include carbon monoxide (CO), nitrogen dioxide (NO_2), sulfur dioxide (SO_2), volatile organic compounds (VOCs), and particulate matter (total particulate matter, TPM; particulate matter with an average size of 10 µm, PM_{10}; and particulate matter with an average size of 2.5 µm, $PM_{2.5}$), for both the construction and operation phase, and 19 metals for the operation phase.

The emission rates used in the air dispersion modelling were based on a combination of site-specific data and published emission factors. The dispersion modelling was performed using the AERMOD dispersion modelling system (v18181) and hourly meteorological data for a 5-year period, 2011-2015, consistent with the former WSP (2018) ESIA modelling.



The assessment was conducted following the “Guide de la modélisation de la dispersion atmosphérique” (GMDA) (MELCC 2005) and the instruction guide “Préparation et réalisation d’une modélisation de la dispersion des émissions atmosphériques – Projets miniers” (MELCC 2017).

Modelling results are presented at locations at and beyond a defined application boundary as well as at several sensitive receptors that fall into the categories of Cree Camp, traditional activity, valued area, and a local truck stop (km 381). The model predicted concentrations for construction phase were below the applicable ambient air quality limits for all species except for the 1-hour NO_2 (CAAQS). The 1-hour NO_2 concentration exceeded the 2020 CAAQS by 164% and 234% for the 2025 CAAQS. The model predicted maximum 1-hour NO_2 concentrations that were greater than the 2020 and 2025 CAAQS were limited in spatial area and not near the sensitive receptors.

For operation phase, the model predicted concentration for all species/averaging period were below the applicable ambient air quality limits except 24-hour TPM, 1-hour NO_2 (CAAQS), 1-hour crystalline silica and annual crystalline silica concentrations. The 24-hour TPM concentration limit was exceeded by 101% at a single location on the application boundary, for one 24-hour period over the 5-years modelled (~0.05% of the time). The 1-hour NO_2 (CAAQS) concentration exceeded the CAAQS on the application domain and at the traditional activity sensitive receptors. The maximum 1-hour NO_2 (CAAQS) concentration exceeded the 2020 CAAQS by 196% and 280% for 2025 CAAQS. The 1-hour crystalline silica air quality limit was exceeded by 179% in the application domain (outside the defined application boundary), but not exceeded at any of the sensitive receptors. The annual crystalline silica air quality limit was exceeded by 435% in the application domain (outside of the defined application boundary), by 213% at the km 381 truck stop, and by 261% at location of traditional activity.



Abbreviations

Ag	silver
As	arsenic
ANFO	ammonium nitrate/fuel oil
Ba	barium
Be	beryllium
CAAQS	Canadian Ambient Air Quality Standards
CAT	Caterpillar (machinery and equipment brand)
CCME	Canadian Council of Ministers of the Environment
Cd	cadmium
CH_4	methane
CEAA	Canadian Environmental Assessment Agency
CO	carbon monoxide
COMEX	Comité d'examen des répercussions sur l'environnement et le milieu social
Cr (VI)	hexavalent chromium
Co	cobalt
Cu	copper
DEMP	Dust Emissions Management Plan
DMS	dense medium separation
ECCC	Environment and Climate Change Canada
ESIA	Environmental and Social Impact Assessment
EQA	*Environment Quality Act/Loi sur la qualité de l'environnement*
FeSi	ferrosilicon
GHGs	greenhouse gases
GMS	G Mining Services
Hg	mercury
IAAC	Impact Assessment Agency of Canada
JBNQA	James Bay and Northern Quebec Agreement
MELCC	Quebec Ministry of Environment and Climate Change/ Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques



Mn	manganese
NCQQA	*Quebec air quality standards and criteria/Normes et critères Québécois de qualité de l'atmosphère*
NH_3	ammonia
Ni	nickel
NOx	nitrogen oxides
NO_2	nitrogen dioxide
N_2O	nitrous oxide
NPRI	National Pollutant Release Inventory
OLM	Ozone limiting method
O_3	ozone
$PM_{2.5}$	fine particulate matter with an average size of 2.5 µm
PM_{10}	particulate matter with an average size of 10 µm
Pb	lead
ROM	run of mine
SiO_2	silicon dioxide (crystalline silica)
SO_2	sulphur dioxide
Ti	titanium
TI	thallium
TMF	tailings management facility
TPM	total particulate matter
US EPA	United States Environmental Protection Agency
UTM	Universal Transverse Mercator
V	vanadium
VKT	vehicle kilometers traveled
VOCs	volatile organic compounds
WHO	World Health Organization
WRAP	Western Regional Air Partnership
WSP	WSP Global Inc.
Z	zinc

1.0 INTRODUCTION

Stantec Consulting Ltd. (Stantec) was contracted by Galaxy Lithium (Canada) Inc. (Galaxy) to conduct an air quality dispersion modelling assessment and greenhouse gas (GHG) emission estimate to support the James Bay Lithium Project (the Project) in the region of Nord-Du-Quebec. The Project mine site is located approximately 10 km south of the Eastmain River, 100 km east of James Bay, and 1 km North of the 381 kilometer truck stop managed by the Société de Développement de la Baie James. The mine site is located on Cree territory and Category III lands as classified by the James Bay and Northern Quebec agreement.

An atmospheric dispersion modelling study and GHG assessment (WSP 2018) were conducted in 2018 to support an Environmental and Social Impact Assessment (ESIA). The former dispersion modelling assessment will herein be referred to as the initial ESIA modelling (WSP 2018). The Project is subject to the provincial environmental impact assessment and review procedure, as stated in Section 153 of Chapter II of the *Environment Quality Act* (*Loi sur la qualité de l'environnement)* (EQA). Annex A of the EQA lists the projects that require an assessment, and includes "any mining project, including expansion, conversion, or modification of an existing mining operation." In addition, the Project is in territory governed by the James Bay and Northern Quebec Agreement (JBNQA), in which Annex 1 of Chapter 22 of the JBNQA lists mining projects as being required to undergo and environmental impact assessment.

The Project is also subject to a federal environmental assessment under the *Canadian Environmental Assessment Act, 2012* (CEAA 2012). Article 16(b) of the CEA Act lists the *Regulations Designating Physical Activities* and includes the construction and operation of a new mine, other than a rare element mine or gold mine, with a production capacity of 3,000 t/day or more and a metal mill with an input capacity of 4,000 t/day or more will require an environmental assessment.

The Project requires additional modelling due to site layout and operational changes made by a Value Engineering Feasibility Assessment (GMS 2020) conducted since the initial ESIA modelling submission in 2018 (WSP 2018). In addition, there were several information requests/comments provided by the Impact Assessment Agency of Canada (IAAC - formerly known as the Canadian Environmental Assessment Agency, CEAA), and the Comité d'examen des répercussions sur l'environnement et le milieu social (COMEX), which have been addressed by this revised air quality dispersion modelling assessment.

The site layout changes are the relocation of the processing plant, and relocation of the overburden, waste rock, and tailings stockpiles. The site layout changes resulted in a reduction of the proposed developed site area, which reduced road distances and truck travelling distances across the site.

The proposed site layout changes also affect greenhouse gas (GHG) emissions, and as such, Stantec updated the GHG emission estimates that consider the proposed site layout changes and to be compliant with the most recent requirements from Environment and Climate Change Canada (ECCC). Emissions of GHGs were quantified by individual pollutant and as kilotonnes of CO_2 equivalent per year (kt CO_2e/y). The GHG species in the emission inventory included carbon dioxide (CO_2), methane (CH_4), and nitrous oxide (N_2O). The GHG assessment is attached to this air dispersion modelling report (Appendix D).

This report is divided into the following sections:

- Section 1 provides a general introduction to the dispersion modelling assessment
- Section 2 provides a description of the Facility and operations
- Section 3 describes the air contaminants of interest and applicable ambient air quality limits
- Section 4 provides an overview of the Facility emissions
- Section 5 provides the methods and inputs used to conduct the air dispersion modelling
- Section 6 provides the results of the modelling study
- Section 7 provides a summary and the overall conclusions
- Section 8 provides closing remarks
- Section 9 provides the list of references used in the report

2.0 PROJECT DESCRIPTION AND PROCESS OVERVIEW

The James Bay lithium mine, located in the region of Nord-du-Quebec, will be constructed over an 18-month period. The construction phase includes, but is not limited to, road preparation, concentrator construction, waste rock pile preparation, dike construction, and the operation of the pits for the supply of construction material.

Following construction, the mine will be operated as a conventional open pit mine that will extract approximately 2.0 million tonnes of spodumene pegmatites per year. The extracted ore will be sent to a concentrator mill on-site and processed to the product, spodumene concentrate beneficiated to approximately 6.0% lithium oxide (Li_2O). The mine and associated processing mill are expected to operate for 19 years.

The Project site will have stockpiles (for topsoil, overburden, waste rock, tailings and ore), retention basins, a water treatment unit, administrative buildings, a camp for workers, garages and an explosives storage site.

In the pit, conventional open pit methods using drill and blast technique will be used to access the ore. Ammonium nitrate/fuel oil (ANFO) explosive will be used for the blasting of the ore during the winter months (November to April) and bulk emulsion explosives used during the warmer months (May to October). During construction, blasting will occur approximately 20 times over the peak construction year for a maximum of three blasts per week. For the peak operational year (year 14), blasting will occur approximately 156 times annually, with approximately three blasts per week. The peak operational year was determined from the material movement log provided by Galaxy and presented in Appendix G.



Waste rock will be transported to the designated waste rock stockpiles via truck. The active waste rock pile changes throughout the operation of the mine, as capacity is reached. The east waste rock pile is active during construction, while the east waste rock extension is active during the peak operational year (year 14). Ore will be transported to the run-of-mine (ROM) stockpile at the processing mill storage yard. The processing will include a three-stage crushing/screening circuit, dense media separation, dewatering/filtration and dry stack tailings disposal, and concentrate stockpile and shipping. The three-stage crushing will consist of a primary jaw crusher, a multi-deck sizing screen, a secondary crusher, and a tertiary crusher that conveys the crushed material ranging from 1 to 15 mm to the crushed material stockpile.

The crushed material will then be fed to the Dense Medium Separation (DMS) plant via vibrating pan feeders and a sizing screen feed conveyor which will separate fines (<1 mm) out to be sent directly to tailings. In the DMS plant, the material is first mixed with a ferrosilicon (FeSi) slurry, used to densify the material to enhance gravity separation. The primary DMS cyclone is then fed, the overflow streams will be dewatered by a series of static and vibrating screens and the FeSi will be recovered. The dewatered waste and fines will be sent to the dry tailings and waste rock stockpile. The primary cyclone underflow streams will be dewatered and the FeSi recovered. The dewatered products will be directed to the secondary DMS cyclones to repeat the process. The spodumene concentrate is then stockpiled and ready for shipping.

The process overview information was obtained from several sources, including but not limited to the ESIA Modelling Scope of Work (Galaxy 2020), the Value Engineering Report (GMS 2020), and the former dispersion modelling report (WSP 2018).

2.1 DUST MANAGEMENT PLAN

Since the initial ESIA modelling (WSP 2018) was conducted, Galaxy has developed a Dust Emissions Management Plan (DEMP) that outlies dust control techniques that will be applied during all Project phases, i.e., construction, operations, and closure. The DEMP has been provided in Appendix E. The DEMP includes controls including, but not limited to, the following:

- minimizing uncovered stripped surface areas by restoring and revegetating storage piles
- low loading drop heights limited to a 10 m height
- dust collectors on the drilling machines
- water jets prior to the crushing line (during construction)
- watering of unpaved roads
- chemical dust suppression applied on unpaved roads, when deemed necessary
- low speed limits of 40 km/h on site
- avoiding unnecessary idling
- dust collectors at the concentrator plant (during operations)
- limiting certain operations during particulate meteorological conditions, e.g., to avoid blasting/material handling during times of high winds or when prevailing winds can transport dust to sensitive areas (e.g., truck stop at km 381)



The DEMP also outlines the ambient air quality monitoring program Galaxy will implement for the Project's operations phase.

3.0 AIR CONTAMINANTS OF INTEREST

The air contaminants of interest considered in this study remain consistent with those that were assessed in the initial ESIA modelling (WSP 2018) and include those expected to be released which have a standard or criteria defined by the Quebec Ministry of the Environment and Climate Change/Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques (MELCC 2018), the Canadian Council of Ministers of the Environment (CCME 2021), or whose modelling was required by the CEA Guidelines for the Preparation of an EISA.

The air contaminants of interest include carbon monoxide (CO), nitrogen dioxide (NO_2), sulfur dioxide (SO_2), volatile organic compounds (VOCs), particulate matter (total particulate matter, TPM, particulate matter with an average size of 10 µm, PM_{10}, particulate matter with an average size of 2.5 µm ($PM_{2.5}$), and 19 metals and metaloids. The metals include antimony (Sb), silver (Ag), arsenic (As), barium (Ba), beryllium (Be), cadmium (Cd), chromium (Cr (III)), cobalt (Co), copper (Cu), crystalline silica (SiO_2), manganese (Mn), mercury (Hg), nickel (Ni), lead (Pb), thallium (Tl), titanium (Ti), vanadium (V), and zinc (Z).

3.1 AMBIENT AIR QUALITY LIMITS

Ambient air quality (e.g., outdoor air as opposed to workplace air) in Quebec is regulated under the Environment Quality Act. Provincial ambient air quality limits have been established by the Quebec Ministry of the Environment and Climate Change (MELCC) (Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques) and defined under the *Quebec air quality standards and criteria/Normes et critères Québécois de qualité de l'atmosphère, version 6* (NCQQA, v6) (MELCC 2018). In addition, the Canadian Council of Ministers of the Environment (CCME 2021) has established Canadian Ambient Air Quality Standards (CAAQS) which have been considered in this assessment.

Since PM_{10} values are not presented in the NCQQA, guideline values from the World Health Organization (WHO) are used instead.

In accordance with the MELCC modelling guide (MELCC 2005), the predicted modelled concentrations must be added to ambient (background or initial) concentrations representative of the region studied to assess compliance. To determine ambient concentrations, the following approaches can be considered:

- Concentration measurements obtained on-site
- Concentration measurements taken by MELCC air quality monitoring stations, available from MELCC
- Generic initial concentrations defined by MELCC.

The initial concentrations used in this study are sourced mainly from generic initial concentration defined by MELCC. The project is remote and located away from major sources of emissions due to human activity, and as such, the initial concentrations described for Northern Projects in the document - *Preparation and realization of a dispersion modeling Atmospheric emissions - Mining projects/ Guide d'instructions – Préparation et réalisation d'une modélisation de la dispersion des émissions atmosphériques – Projets miniers* (MELCC 2017) were adopted for this assessment. For some species, the initial concentrations for Northern Projects are not defined, in which the concentrations in the NCQQA v5 were considered.

For the annual concentration of $PM_{2.5}$, an initial concentration of 4.5 µg/m^3 was used, established in the initial ESIA modelling (WSP 2018) from the measurements at the Pémonca station which is in a region representative of the modelling domain. For PM_{10}, an initial 24-hour concentration of 21.8 µg/m^3 was estimated in the original ESIA modelling (WSP 2018) from an interpolation between the initial 24-hour concentration for TPM (40 µg/m^3) and $PM_{2.5}$ (15 µg/m^3), whereas the annual PM_{10} value (5.5 µg/m^3) was estimated using the same method from the annual concentration of TPM at the Lac-Édouard station (8 µg/m^3) and $PM_{2.5}$ at the Pémonca station (4.5 µg/m^3),

There is no available initial concentration value for VOCs. As there is no defined VOC limit, the concentration results with or without the addition of the initial concentration is irrelevant, especially since the sources of the project will be the main VOC emission in the modelling domain. An initial concentration of zero was therefore considered appropriate for VOCs.

The initial concentrations applied were consistent with those used in the initial ESIA modelling submission (WSP 2018). The threshold limits for each air contaminant listed in the NCQQA (MELCC 2018), the CAAQS, or WHO, are presented in Table 1 along with their applicable initial concentration. The threshold limits are presented in units of micrograms per cubic meter (µg/m^3).

Table 1 Ambient Air Quality Limits

Air Contaminant	Averaging Period	Statistical	Limit (µg/m^3)	Type of Limit	Authority	Initial Concentration (µg/m^3)	Initial Concentration Reference
Total Suspended Particulate (TPM)	24 hours	1st Maximum	120	Standard	MELCC	40	Northern projects
Particulate Matter < 10 µm (PM_{10})	24 hours	99th Percentile	50	Guidelines	WHO	21.8	TPM / PM 2.5 interpolation
	Annual	1st Maximum	20	Guidelines	WHO	5.5	TPM / PM 2.5 interpolation
Fine particulate matter ($PM_{2.5}$)	24 hours	1st Maximum	30	Standard	MELCC	15	Northern projects
	24 hours	98th Percentile[1]	27	CAAQS	CCME	15	Northern projects
	Annual	1st Maximum[2]	8.8	CAAQS	CCME	4.5	MELCC monitoring[1]
Nitrogen dioxide (NO_2)	1 hour	98th Percentile[4]	113 (2020) / 79 (2025)	CAAQS	CCME	50	Northern projects
	1 hour	1st Maximum	414	Standard	MELCC	50	Northern projects
	24 hours	1st Maximum	207	Standard	MELCC	30	Northern projects
	Annual	1st Maximum	103	Standard	MELCC	10	Northern projects
	Annual	1st Maximum[5]	32 (2020) / 23 (2025)	CAAQS	CCME	10	Northern projects
Sulphur dioxide (SO_2)	4 min	1st Maximum[6]	1,310	Standard	MELCC	40	Northern projects
	4 min	99.5th Percentile[6]	1,050	Standard	MELCC	40	Northern projects
	1 hour	99th percentile[7]	183 (2020) / 170 (2025)	CAAQS	CCME	21	Northern projects[6]
	24 hours	1st Maximum	288	Standard	MELCC	10	Northern projects
	Annual	1st Maximum[8]	52	Standard	MELCC	2	Northern projects
	Annual	1st Maximum	13 (2020) / 10 (2025)	CAAQS	CCME	2	Northern projects
Carbon monoxide (CO)	1 hour	1st Maximum	34,000	Standard	MELCC	600	Northern projects
	8 hours	1st Maximum	12,700	Standard	MELCC	400	Northern projects
Volatile Organic Compounds (VOCs)	Annual	1st Maximum	-	-	ACEA	0	-
Antimony (Sb)	Annual	1st Maximum	0.17	Standard	MELCC	0.001	Northern projects

Table 1 Ambient Air Quality Limits

Air Contaminant	Averaging Period	Statistical	Limit (µg/m^3)	Type of Limit	Authority	Initial Concentration (µg/m^3)	Initial Concentration Reference
Silver (Ag)	Annual	1st Maximum	0.23	Standard	MELCC	0.005	Northern projects
Arsenic (As)	Annual	1st Maximum	0.003	Standard	MELCC	0.002	Northern projects
Barium (Ba)	Annual	1st Maximum	0.05	Standard	MELCC	0.02	Northern projects
Beryllium (Be)	Annual	1st Maximum	0.0004	Standard	MELCC	0	Northern projects
Cadmium (Cd)	Annual	1st Maximum	0.0036	Standard	MELCC	0.0005	Northern projects
Chromium (Cr (III))	Annual	1st Maximum	0.1	Standard	MELCC	0.01	Northern projects
Chromium (Cr (IV))	Annual	1st Maximum	0.004	Standard	MELCC	0.002	Northern projects
Cobalt (Co)	Annual	1st Maximum	0.1	Criterion	MELCC	0	Northern projects
Copper (Cu)	24 hours	1st Maximum	2.5	Standard	MELCC	0.2	Northern projects
Manganese (Mn)	Annual	1st Maximum	0.025	Criterion	MELCC	0.005	Northern projects
Mercury (Hg)	Annual	1st Maximum	0.005	Standard	MELCC	0.002	Northern projects
Nickel (Ni)	24 hours	1st Maximum	0.014	Standard	MELCC	0.002	Northern projects
Lead (Pb)	Annual	1st Maximum	0.1	Standard	MELCC	0.004	Northern projects
Selenium (Se)	Annual	1st Maximum	2	Criterion	MELCC	0.15	NCQQA v5
Crystalline silica (SiO_2)	1 hour	1st Maximum	23	Criterion	MELCC	6	NCQQA v5
	Annual	1st Maximum	0.07	Criterion	MELCC	0.04	NCQQA v5
Thallium (Tl)	Annual	1st Maximum	0.25	Standard	MELCC	0.005	Northern projects
Titanium	24 hours	1st Maximum	2.5	Criterion	MELCC	0	NCQQA v5
Vanadium (V)	Annual	1st Maximum	1	Standard	MELCC	0.01	Northern projects
Zinc (Z)	24 hours	1st Maximum	2.5	Standard	MELCC	0.1	Northern projects

Notes:

1 The 3-year average of the annual 98th percentile of the daily 24-hour average concentrations
2 The 3-year average of the annual average concentrations
3 Value established from measurements at the Pémonca station located in a region representative of the study site, compared to other available stations (WSP 2018)
4 The 3-year average of the annual 98th percentile of the NO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
5 The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour NO_2 concentrations
6 Based on the initial 4-minute concentration converted for a period of 1 hour using the conversion formula ($C(T) = C_{MAX\text{-}H} \times 0.97\ T^{-0.25}$)
7 The 3-year average of the annual 99th percentile of the SO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
8 The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour SO_2 concentrations

4.0 EMISSION SOURCES

An emissions inventory was developed for the proposed emission sources at the Project. Emissions were categorized for the construction and operation phases. Emissions were estimated using published emission factors or engineering calculations in combination with operational and compositional data provided by Galaxy. The methodologies, assumptions, and general data used in the emission estimation for each of the Project sources are described in the following sub-sections. When applicable, the sources of data, estimation methodologies, and assumptions were kept consistent with those used in the initial ESIA modelling (WSP 2018). Sample calculations of the source emission estimates are provided in Appendix C.

4.1 CONSTRUCTION PHASE

The location of the emission sources included in the modelling of the construction scenario are presented in Figure B2-1 (Appendix B) while the source description tables are presented in Appendix A. The construction activities generally occur for 10 hours a day, from 7 am to 5 pm, with the peak construction occurring over a 100-day period. As consistent with the initial ESIA modelling (WSP 2018), construction emissions included TPM, PM_{10}, $PM_{2.5}$, CO, NO_x, VOCs, and SO_2. Metals were not considered from the construction phase.

4.1.1 Ore Concentrator and Workers' Camp

The concentrator is not in operation during construction hence concentrator emissions in the construction model scenario were not considered. The workers' camp and some administrative buildings will be operational during the construction phase. The combustion of propane for heating these buildings is a source of particulates and combustion gas emissions (TPM, PM_{10}, $PM_{2.5}$, CO, NOx, VOCs and SO_2) and were considered in the modelling. The administrative buildings with air emissions include the dormitories, kitchens, offices, laundry, and medical room. Eleven stacks were considered active for the construction period. These sources were modelled at their nominal capacity for a period of 24 hours per day, as such, they are conservatively overestimated in the modelling scenario. In addition, the auxiliary heating sources would only be active during the cold season, however, they were conservatively modelled year-round.

The stack characteristics for these sources, such as location, dimensions (height and diameter), temperature, and exit velocity have been compiled using information provided by Galaxy and are presented in Table A.1.1 (Appendix A).

Emission rates from the combustion of propane were estimated using the nominal propane consumption (provided by Galaxy) and emission factors from the US EPA AP-42 Chapter 1.5 - Liquefied Petroleum Gas Combustion (US EPA 2008). For particulates, the emissions included the sum of filterable particles and condensable particles. All particles are less than 1 µm in size, as described in Section 1.5 of AP-42, as such, the ratios of PM_{10}/TPM and $PM_{2.5}$/TPM were 100%. The estimated emission rates are presented in Table A.1.2 (Appendix A).



4.1.2 Unpaved Roads

Traffic on the unpaved roads generates fugitive dust emissions. The generation of emissions is directly proportional to the quantity of material transported, the vehicle type, the road silt content, and the maintenance of road surfaces.

The main roads used during the construction scenario correspond to those required for mining during operations. The usage and physical characteristics of the roads modeled were based of technical data provided by Galaxy. The proposed haul truck fleet is detailed in Table 2 for the construction model scenario. The height, length, and gross weight were obtained from manufacturer specifications for the haul truck model, CAT 777G.

Table 2 Description of the Proposed Transport Truck Fleet - Construction

Vehicle Model	Height (m)	Width (m)	Gross Weight (t)	Number of Vehicles in the Fleet (construction)
Caterpillar 777G	5	4	164.4	3

The routes considered were based on the material hauling log for the construction phase provided by Galaxy, which are provided in Appendix F. There are three routes, center pit phase 1 bench to surface, surface to ore (processing plant), and surface to the east waste rock pile. The haul trucks transport material from the pit to the storage yard where the construction material is crushed, and from the pit to the waste rock pile. These routes are presented in Figure B2-1 (Appendix B). These sources were modeled as adjacent line-volume sources and set up using the haul-roads tool in Lakes Environmental (AERMOD view). The release height and initial vertical dimensions were estimated based on the average height of the trucks, while the width and horizontal dimension were based on the 20 m width of the roads throughout the site. The source parameters of the roads are presented in Table A.1.3 (Appendix A).

The length of road segments and number of cycles were obtained from the material movement log for haul trucks (see Appendix F). The number of cycles considers that the payload is approximately 86 dry tonnes of rock per trip (GMS 2020), the number of construction days during the year is 100, and there is 10 hours of construction per day. The vehicle kilometers traveled (VKT) were determined based on the route length and number of trips.

Particulate emissions were calculated using the method from US EPA, AP-42, Chapter 13.2.2 Unpaved Road, Equation 13.2.2(1a) (US EPA 2006a). A fugitive dust control efficiency of 95% was applied during the winter months (October-May) as there is snow coverage, and a summer (June-September) fugitive dust control efficiency of 80% for the application of dust suppression and consistent road watering. These efficiencies were obtained from Golder Associates. 2012. "Final Report Determination of Natural Winter Mitigation of Road Dust Emissions from Mining Operations in Northern Canada." The silt content of the unpaved road surface material, 2%, was provided by Galaxy. The emission rates for each road segment are presented in Table A.1.4 (Appendix A).



The distance, annual amount of material hauled, and the number of truck trips for each of the assessed routes is presented in Table 3.

Table 3 Construction Phase Haul Road Usage Details

Haul Route	Approximate Length (m)	Annual Material Hauled (kt)	Truck Trips	
			Annual	Daily
Center Pit Phase 1 (CP1) – Bench to Surface	11,34	2,500	29,070	291
CP1 – Surface to Ore	1,827	184	2,135	22
CP1 – Surface to East Waste Rock	1,634	2,316	26,936	270

4.1.3 Material Handling

Material handling (loading and unloading) to haul trucks generates fugitive emissions of particulates and particulate metals. Material loading/unloading were assessed as drop sources, with particulate emissions calculated using US EPA, AP-42 Chapter 13 Aggregate Handling and Storage Piles, Equation 13.2.4.(1) and the quantity of material transferred (US EPA 2006b). The quantity of material transferred was based on the data provided by Galaxy in the material handling log (provided in Appendix F). Hourly emission rates were determined for each hour in the 5-year data set as a function of the corresponding hourly wind speed. The moisture content for ore is 5% (from project engineering data for pit materials, consistent with the initial ESIA modelling by WSP 2018) while the moisture content for sand is 7.4% according to AP-42 Chapter 13.2.4 for Municipal solid waste landfills, sand (US EPA 2006b).

The locations of the material handling source emissions are presented in Figure B2-1 (Appendix B) and the physical source parameters and emission rates are presented in Table A.1.5 (Appendix A). For material loading, the initial horizontal dispersion parameter was estimated from the width of the load excavator (Caterpillar 374), while the release height and initial vertical dispersion parameters were estimated from the dimensions of the haul trucks. For material unloading, these three parameters were estimated based on the dimensions of the haul trucks.

4.1.4 Mobile Crushing/Screening

There are two crushing/screening lines located in the storage yard each consisting of a mobile crusher and a mobile screen. The model specifications are not available, as such, conservative assumptions were made to estimate the emissions. The feed rates of the units were assumed to be consistent with those presented in the initial ESIA modelling (WSP 2018), which are 725 t/h for each line, for a total of 1,450 t/h. This works out to be a daily tonnage of 11,109 t/d crushed rock for 10 hours of construction per day.

Particulate emissions from crushing and screening were estimated using throughput data and emission factors sourced from the US EPA AP-42 Chapter 11.19.2 - Crushed Stone Processing and Pulverized Mineral Processing (US EPA 2004a). It was conservatively assumed that the emission factors for crushing corresponded to controlled tertiary crushing. The controlled emission factors were used as there will be direct water sprays on the material prior to crushing.



The crushing and screening units have been modelled as volume sources, the physical parameters and emission rates are presented in Table A.1.6 (Appendix A). The exhaust gas from these units has also been included in the modelling, modelled as point sources, as described in Section 4.1.8.

4.1.5 Dozing

Bull dozers are used to lay construction material during the construction of the dike, waste areas, and storage yard. The maximum construction year assessed does not correspond to the construction stage of the dikes and waste areas, as such, the three dozers (two track dozers and one wheel dozer) were placed in the storage yard.

The dozer emission rates for particulate were estimated using emission factors presented in AP-42 Section 11.9 Western Surface Coal Mining (US EPA 1998). The emission factors for overburden were used. A control efficiency of 50% was applied to represent the intermittent nature of this type of activity. Rock moisture was assumed to be 5%, consistent with the initial ESIA modelling (WSP 2018) which was based on engineering data for the pit materials. The silt content was 2%, which is the site-specific content for ore provided by Galaxy.

The dozing activities were represented in the model using volume sources, as shown in Figure B2-1 (Appendix B). The physical characteristic and the emission rates of these modeled sources are presented in Table A.1.7 (Appendix A).

4.1.6 Blasting

Blasting occurs during construction to generate the waste rock used in the construction activities and during the preparation of the pit. Blasting parameter data was provided by Galaxy and included, but was not limited to, the quantity of explosives used during the construction phase, the tonnage of rock displaced, the frequency of blasts, drill holes per blast and blast/drill hole dimensions. Construction blasts can occur up to three times per week. Ammonium nitrate (AN) emulsion will be used for blasting in the summer while ANFO will be used for blasting in the winter. It was assumed that winter blasting occurred for six months, from November to April, while summer blasting occurred for the remainder of the year. The relevant construction phase blasting data used in the emission estimates and modelling parameters is presented in the Table 4.

Table 4 Source Parameters used to Estimate Blasting Emissions during Construction

Blasting/Drilling Parameter	Unit	Value
Burden	m	5
Spacing	m	5
Blasting surface by drilling	m²/hole	25
Holes per blast	Hole/blast	185
Total Blasting Surface	m²/blast	4,616
Tonnes Blasted	Kt/period	2,500
Blasts per week	Number	3

Emissions from explosive detonation were estimated using the mass of explosives per blast and emission factors sourced from Australian NPI - "Emission estimation technique manual for explosives detonation and firing ranges Version 3.1" (2016). Emissions from ore blasting were estimated using emission factors sourced from US EPA, AP-42, Fifth Edition, Volume I, Chapter 11.9 Western Surface Coal Mining (US EPA 1998). Galaxy indicated that the duration of the explosive detonation is 3 seconds.

The blasting was assumed to occur at 6 pm on Monday, Wednesday and Friday. The height of the blast was estimated to be 10 m. Blasting emissions were modelled as volume sources, the location is shown in Figure B2-1 (Appendix B) while the source parameters and emission rates are presented in Table A.1.8 (Appendix A).

4.1.7 Drilling

Drilling of the blasting boreholes in the starter pit is a source of fugitive dust emissions. Two drills were considered during construction, one pre-split drill and one production drill. There are 185 holes/blast during construction. There can be up to three blasts per week during the construction phase. The drill penetration rate is 19.6 m/h. Drilling emissions will be controlled with dust collectors.

Particulate emissions from drilling were calculated using the estimated number of holes drilled per hour and the emission factors presented in AP-42 Chapter 11.9 - Western Surface Coal Mining (US EPA 1998). A control efficiency of 99% (for a dust collector) was used following Australian NPI Emission estimation technique manual for mining Version 3.1 (2012). The estimated number of holes drilled each hour was estimated from the number or holes drilled per blast, the blast frequency, and the operational hours per day.

The drilling emissions were modelled using a volume source, the locations are presented in Figure B2-1 (Appendix B), while the source parameters and emission rates are presented in Table A.1.9 (Appendix A). The source characteristics were based on the physical parameters of a Caterpillar MD5125 drill rig.

4.1.8 Combustion Exhaust Gases

The emissions of diesel combustion exhaust gases (TPM, PM_{10}, $PM_{2.5}$, CO, NOx, SO_2, and VOCs) from large mobile equipment and haul-trucks were considered in the construction phase modelling. Smaller mobile sources (smaller equipment and passenger vehicles) were not modelled as the expected air contaminant releases are not likely to contribute substantively to ground-level concentrations outside the Project's defined application boundary.

Exhaust gas emissions from off-road mobile equipment were estimated using the engine power (hp), the load factor, and emission factors (g/hp hr) obtained from the US-EPA (2010a) document "Exhaust and Crankcase Emission Factors for Nonroad Engine Modeling Compression-Ignition". This method was applied for total hydrocarbon emissions, in which the rates of VOCs were speciated from using conversion factors provided by the US EPA (2010b). As the specific vehicle ages is unknown, the emissions were conservatively estimated assuming that the engine degradation was maximized. The list of mobile equipment was provided by Galaxy, where engine power was not provided, it was assumed to be like those in the former assessment performed by WSP (WSP 2018). The diesel sulphur content was



assumed to be 15 ppm, the limit prescribed by the Sulfur in Diesel Fuel Regulations (ECCC 2013) for diesel fuels for off-road engines. The input data used to estimate emissions from mobile equipment exhaust are presented below in Table 5.

As haul trucks exhaust pipes are often horizontal or on the side of the vehicle, the dispersion is impacted by the movement of the vehicle. The haul trucks were categorized using line-volume sources in the model (combined with the unpaved road emissions), which conservatively removes the consideration of buoyancy and vertical exit velocity. The emissions were distributed over the segments based on the average time spent on the segment (e.g., based on the route lengths and number of trips per route).

For the localized mobile equipment, the dispersion is not significantly influenced by vehicle movements as travel is at low speed. As such, exhaust gases from these sources were represented by point sources using physical parameters (e.g., vertical exit velocity, temperature, height, and diameter of released) based on the vehicle specifications. The locations of these sources are presented in Figure B2-1 (Appendix B). The source parameters and emission rates of these sources are presented in Table A.1.10 (Appendix A).

Table 5 Mobile Equipment Source Parameters for Construction

Equipment	Assumed Model	Power Rating (hp)	Engine Tier	Loading Factor	Number in Fleet (Construction Phase)	Modelled Sources
100 t haul truck	Caterpillar 777	916	T4	0.59	3	Roads
Track dozer	Caterpillar D9T	441	T3	0.59	2	Trdoz1x, Trdoz2x
Wheel dozer	Caterpillar 966K	496	T3	0.59	1	Whdz1x
Crushing unit	Kpijci 3055	415	T3	0.43	2	Crush1x, Crush2x
Screening unit	Kpijci FT6203	225	T3	0.43	2	Scrn1x
pre-split drilling machine	Caterpillar MD5125	325	T3	0.43	1	Scrn2x
Production Drilling Machine	Caterpillar MD5125	325	T3	0.43	1	Prodrilx
Grader	Caterpillar 14M	294	T3	0.59	1	Predrlx
Utility Wheel Loader	Caterpillar 966K	250	T4i	0.59	1	Whldr1x

The total emissions from the haul trucks were distributed over the different segments based on the average time spent on each, which are presented in Table 6. These sources were modeled cumulatively with the emissions from the unpaved routes.

Table 6 Percent of Time Spent on Each Road Segment

Road Segment	Time Spend on Each Segment (%)
	Caterpillar 777
Center Pit Phase 1 (CP1) Bench to Surface	50
CP1 Surface to Ore	5
CP1 Surface to East Waste Rock	45

4.1.9 Wind Erosion – Storage Piles

Wind erosion of the storage pile surfaces is a source of fugitive dust. During construction, the piles considered were construction material (rock and sand) in the storage yard, the east waste rock pile, and the stripping required for the south-west waste rock pile. It was assumed that all these piles were exposed.

The equation for estimating storage pile particulate emissions is sourced from Mojave Desert Air Quality Management District (MDAQMD 2000), Mineral Handling and Processing Industries, Table 2 (2000), as presented in the ECCC's (2017) NPRI "Pits and quarries reporting guide." This method is for an annual estimate and was converted to an emission rate in g/s. This equation has a wind speed threshold of 19.3 km/h (i.e., there are no emissions unless the wind speed is equal to or greater than 19.3 km/h). The variable emissions by wind speed class function were used in the AERMOD model such that for hours with a wind speed greater than 5.14 m/s (18.6 km/hour) would result in emissions. This is conservative as it assumed emissions for winds between 18.6 and 19.3 km/hour that would not generate emissions, however, these wind speed categories are pre-programmed into the AERMOD model. To represent the worst-case emissions, the control factor due to precipitation was not taken into consideration.

Only a fraction of the waste rock piles would be "active" at any one time, meaning that unloading/loading and dozing activities would only be carried out in a small fraction of the pile footprint. In addition, once the wind threshold is surpassed and the fine particles are emitted, the emissions from the pile will reduce unless the next modelled hour has a wind speed that is greater than the threshold. Precipitation and humidity will also wash surfaces and cement fine particles, further decreasing particulate emissions. For the construction phase, assuming that the entire waste rock piles are active is conservative. The construction material piles in the storage yard will likely remain active as re-handling occurs consistently.

Silt content of the ore piles was 2%, a value provided by Galaxy. In absence of specific project data, the silt content of the remaining categories was sourced from AP-42 Chapter 13.2.4 (US EPA 2006b), as follows:

- Sand Storage Pile: 2.6% according to the category Municipal solid waste landfills, sand
- Stripped Surface of Waste Rock Piles: 7.5% according to the Western surface coal mining, Overburden category

Storage pile erosion emissions were modelled as area sources using a release height at the height of the piles and the area of the pile, the locations are presented in Figure B2-1 (Appendix B). The source parameters and emission rates are presented in Table A.1.11 (Appendix A) along with the estimated emission rates.



4.1.10 Generators

The generators used during construction will be a source of exhaust gas and particulate emissions. The exact models are unknown, and as such, it was assumed that the assumption applied in the CEAA-QC60 & 104 Information Request responses (WSP 2020) could be applied. This assumes that there are five 100 kW generators and five 500 kW generators used during construction. The emission rates were estimated following the same methodology of off-road mobile equipment, as presented in Section 4.1.8. For conservatism and to simplify the modelling, the generators have been positioned in two specific points in the storage yard, consistent with the approach by WSP (WSP 2020), the locations are presented in Figure B2-1 (Appendix B). The source parameters and emission rates are presented in Table A.1.11 (Appendix A).

4.1.11 Dust Collector

The concrete plant used during construction will have a dust collector to control emissions from the various dust sources such as the cement silo or the loading of concrete trucks. The dust collector considered was assumed to be consistent with that presented in the CEAA-QC60 & 104 Information Request responses (WSP 2020). A flow rate of 13,000 ft^3/minute (368 m^3/minute) was used, and the emissions were set at 30 mg/Rm^3, consistent with the limit presented in Section 10 of the Regulation on Air Purification/*règlement sur l'assainissement de l'atmosphère* (Quebec 2019). Consistent with WSP's (2020) assumption, the filtration efficiency rates used to estimate the ratios of particulate emissions were PM_{10} is 76% of TPM and $PM_{2.5}$ is 35% of TPM. The dust collector was modelled as a point source, the source parameters and emissions are presented in Table A.1.12 (Appendix A).

4.2 OPERATION PHASE

The location of the emission sources included in the modelling of the operation scenario are presented in Figure B3-1 (Appendix B) while the source description tables are presented in Appendix A. Mine operations are generally scheduled for 24-hours per day, 365 days per year, with the exception of blasting and concentrate shipping. Blasting only occurs three times per week, assumed to be at 5 pm. Concentrate shipping occurs during a 12-hour period each day. As consistent with the initial ESIA modelling (WSP 2018), operation emissions included TPM, PM_{10}, $PM_{2.5}$, CO, NO_x, VOCs, SO_2, and metals.

The peak operational year was assessed for the emission rates and dispersion modelling, based on the maximum rates for mining activities, material movement, and milling. This year corresponds to year 14. The material movement log for the life of the mine is presented in Appendix F.

Emissions from the transport of concentrate from the mine site to Matagami, QC, along the James Bay Road, were assessed separately and the results are presented in Appendix H.



4.2.1 Ore Concentrator and Workers' Camp

The ore concentrator is active during operations, which includes emission sources from dust collectors and from propane combustion in the heating and ventilation for the plant and camp.

A total of 33 stationary combustion stacks were considered active for the operation model scenario. These sources were modelled at their nominal capacity for a period of 24 hours per day, as such, they are overestimated in the modelling scenario. In addition, the auxiliary heating sources would only be active during the cold season, however, they were conservatively modelled as continuous sources year-round. The emission estimation methods and the assumptions were the same as those used for the construction scenario (refer to Section 4.1.1). The stack characteristics for these sources are presented in Table A.2.1 (Appendix A) and the emission rates are presented in Table A.2.2 (Appendix A).

Three dust collectors will emit particulate matter. As mentioned in the Information Request response to QC2-35, Galaxy will be committed to using dust collectors which have manufacturer guarantees of particulate emissions less than 20 mg/Nm^3. The output concentration along with the units' flowrates were used to estimate the particulate emissions from the dust collectors. The dust collector filtration efficiency ratios were PM_{10} is 95% of TPM, while $PM_{2.5}$ is 50% of TPM. The flow rates and the output ratio of particulate size were consistent with those used in the WSP dispersion modelling assessment (WSP 2018). The stack characteristics and the emission rates for the dust collector sources are presented in Table A.2.3 (Appendix A).

4.2.2 Unpaved Roads

Traffic on the unpaved roads during operations is a source of fugitive dust emissions. The unpaved roads use crushed waste rock as the aggregate (i.e., road surface material). The main roads traveled on during operations are those required for mining (haul roads) and the road for concentrate shipping. The proposed operational haul truck fleet contains the same make and models as presented in Table 3 for construction, but nine haul trucks are used during operations.

The routes considered were based on the material movement log for the peak operational year (year 14), provided by Galaxy, and are comprised of eight active roads during operations. These eight roads are presented in Table 7 along with the parameters used to estimate the emission rates and modelled lengths. These routes are presented in Figure B3-1 (Appendix B). These sources were modeled as line-volume sources (adjacent) and set up using the haul-roads tool in Lakes Environmental (AERMOD view). The release height and initial vertical dimensions were estimated based on the average height of the trucks (5 m), while the width and horizontal dimension was based on the width of the roads (20 m) throughout the site. The source parameters of the roads are presented in Tale A.2.4.

Particulate emissions were calculated using the method previously presented in Section 4.1.2 and are presented in Table A.2.5 (Appendix A).



The length of the road segments and number of cycles were obtained from the material movement log for haul trucks (Appendix F). The number of cycles considers that the payload is approximately 86 tonnes of rock per trip (GMS 2020), and operations 24 hours per day 365 days per year for all roads except shipping, which occurs during a 12-hour period. The vehicle kilometers traveled (VKT) were determined based on the route length and number of trips. The distance, annual amount of material hauled, and the number of truck trips for each of the assessed routes is presented in Table 7.

Table 7 Operations Phase Haul Road Usage Details

Haul Route	Approximate Length (m)	Annual Material Hauled (kt)	Truck Trips	
			Annual	Daily
Center Pit Phase 4 (CP4) Bench to Surface	3,590	8,969	104,291	286
CP4 Surface to Ore	1,827	1,173	13,642	38
CP4 Surface to East Dump Extension	2,486	7,796	90,649	249
East Pit Phase 1 (EP1) Bench to Surface	827	2,031	23,617	65
EP1 Surface to Ore	2,405	757	8,798	25
EP1 Surface to East Dump Extension	2,405	1,275	14,820	41
Concentrate Shipping – Loadout to Off-Site	450	-	-	53[a]
Tailings to East Dump Extension	2,220	1,691	19,663	54

Notes:
[a] 53 daily deliveries provided directly from Galaxy

4.2.3 Material Handling

Material handling (loading and unloading) to haul trucks generates fugitive emissions of particulates and particulate metals. The same methodology applied in Section 4.1.3 to estimate the construction emission rates and physical parameters of material handling sources were used for operations.

The moisture content for ore was 5% (from project engineering data for pit materials), for tailings the moisture content was 11.4%, and for the concentrate at the moisture content was 10%. The loading of concentrate occurs inside a building, however, it was still conservatively assumed as a source of emissions for the air dispersion model. The production activities were continuous.

The locations of the modelled material handling sources are presented in Figure B3-1 (Appendix B) and the physical source parameters are presented in Table A.2.6 (Appendix A). For material loading, the initial horizontal dispersion parameter was estimated from the width of the load excavator (assumed to be the Caterpillar 6015B), while the release height and initial vertical dispersion parameters were estimated from the dimensions of the haul trucks. For material unloading, these three parameters were estimated based on the dimensions of the haul trucks.



4.2.4 Dozing

Two track dozers are used at the active waste rock pile to dispose of material and one wheel dozer is used in the pit. The same methodology presented in Section 4.1.5 for construction to determine the source parameters and emission rates are used for operations. The moisture content was 5% and the silt content was 2%, as provided by Galaxy. A control efficiency of 50% was applied to represent the intermittent nature of this type of activity.

The dozing operations were represented in the model using volume sources, as shown in Figure B3-1 (Appendix B). The physical characteristic and the emission rates of these modeled sources are presented in Table A.2.7 (Appendix A).

4.2.5 Blasting

The quantity of rock blasted in the peak operations year (year 14) is estimated to be 11,000 kt. Blasts could occur three times per week during the peak operational year. Blasting parameter data was provided by Galaxy and included, but was not limited to, the annual quantity of explosives used, the tonnage of rock displaced, the frequency of blasts, drill holes per blast and blast/drill hole dimensions. Ammonium nitrate (AN) emulsion will be used for blasting in the summer while ANFO will be used for blasting in the winter. It was assumed that winter blasting occurred for six months, from November to April, while summer blasting occurred for the remainder of the year. The relevant blasting data used for estimating blasting emissions during the peak operational year is presented in Table 8.

Table 8 Parameters used to Estimate Blasting Emissions during Peak Operations

Blasting/Drilling Parameter	Unit	Value
Burden	m	5
Spacing	m	5
Blasting surface by drilling	m²/hole	25
Holes per blast	Hole/blast	1,032
Total Blasting Surface	m²/blast	2,539
Tonnes Blasted	Kt/period	11,000
Blasts per week	Number	3

Emissions from the explosive detonation and from the ore blasting were estimated using the same techniques presented in Section 4.1.6 for construction. Physical blast characteristics also followed the same methods presented in Section 4.1.6 for construction. The emissions were modelled as volume sources, with the locations presented in Figure B3-1 (Appendix B) and the source parameters and emissions rates presented in Table A.2.8 (Appendix A).

4.2.6 Drilling

Drilling of boreholes used for blasting of the pit is a source of fugitive dust emissions. Three drills were considered during operations, one pre-split drill and two production drills. There are 1,032 holes/blast. There can be up to three blasts per week during the peak operational year. The drill penetration rate is 19.6 m/h. Particulate emissions from drilling are controlled with dust collectors.



The methodology used to determine the drilling source characteristics and emission rates is consistent with that presented in Section 4.1.7 for construction.

The drilling operations were modelled using a volume source, the locations are presented in Figure B3-1 (Appendix B), while the source parameters and emission rates are presented in Table A.2.9 (Appendix A). The source characteristics were based on the physical parameters of a Caterpillar MD5125 drill rig.

4.2.7 Combustion Exhaust Gases

The emissions of diesel combustion exhaust gases (TPM, PM_{10}, $PM_{2.5}$, CO, NOx, SO_2, VOCs, and various metals) from large mobile equipment and haul-trucks were considered in the modelling. Smaller mobile sources (smaller equipment and passenger vehicles) were not modelled as the expected air contaminant releases are not likely to contribute substantively to ground-level concentrations outside the Project's defined application boundary. The mobile equipment considered was estimated using technical data provided by Galaxy for year 14 of operations.

For off-road vehicles and mobile equipment, the same methodology presented in Section 4.1.8 for construction was applied to estimate physical source parameters and emission rates. The source parameters and emission rates of these sources are presented in Table A.2.10 (Appendix A).

For on-road vehicles (e.g., Kenworth T800 transport truck), the emission rates were estimated using the US emission standards presented in the document "Light-Duty Vehicles and Light-Duty Trucks: Clean Fuel Fleet Exhaust Emission Standards" (US-EPA 2016) with a speed of 30 km/h. Only the road segment on-site was included. The source parameters and emission rates of these sources are presented in Table A.2.10 (Appendix A).

The input data used to estimate emissions from mobile equipment exhaust during operations are presented in Table 9 for off-road equipment and Table 10 for on-road equipment.

Table 9 Off-Road Mobile Equipment Parameters Considered during Operations

Equipment	Assumed Model	Power Rating (hp)	Engine Tier	Loading Factor	Number in Fleet (Operation Phase)	Modelled Sources
100 t haul truck	Caterpillar 777	916	T4	0.59	9	Roads
Track dozer	Caterpillar D9T	441	T3	0.59	2	Trdoz1x, trdoz2x
Wheel dozer	Caterpillar 966K	496	T3	0.59	1	Whdoz1x
Pre-split drilling machine	Caterpillar MD5125	325	T3	0.43	1	Predril1x
production drilling machine	Caterpillar MD5125	325	T3	0.43	2	Prodril1x, prodril2x
Utility Wheel Loader - (250HP)	Caterpillar 966K	250	T4i	0.59	1	Whldr1x

Table 10 On-Road Vehicles Parameters Considered during Operations

Vehicle	Vehicle Type	Emission Category	Useful Life Standard	Gross Weight (tonne)	Maximum Speed (km/h)	Modelled Sources
Kenworth T800	HLDTs	LEV	Full	44	30	Roads

The total emissions from the haul trucks and Kenworth transport trucks were distributed over the different segments based on the average time spend on each road segment as shown in Table 10. These sources were modeled cumulatively with the emissions from the unpaved routes.

Table 11 Percent of Time Spent on Each Road Segment

Road Segment	Time Spend on Each Segment (%)	
	Caterpillar 777[1]	Kenworth T800
Center Pit Phase 4 (CP4) Bench to Surface	34	0
CP4 Surface to Ore	6	0
CP4 Surface to East Dump Extension	31	0
East Pit Phase 1 (EP1) Bench to Surface	9	0
EP1 Surface to Ore	6	0
EP1 Surface to East Dump Extension	6	0
Plant Loadout to Off-Site	0	100
Tailings to East Dump Extension	9	0
Notes: [1]Due to rounding, total time spent on each segment does not add up to 100%		

4.2.8 Wind Erosion – Storage Piles

The operations phase considered wind erosion from several storage piles, such as four waste rock piles, the ROM pad stockpile, the primary ore stockpile and the final product stockpile.

The methodology used to determine the storage pile wind erosion source characteristics and emission rates is consistent with that presented in Section 4.1.9 for construction.

The surface area of the piles was based on technical drawings provided by Galaxy and it was conservatively assumed that emissions could occur from the full surface. The active waste rock pile (east waste rock for the peak operations year) had a 5,000 m^2 active area during any one time, while the remaining area was considered inactive. The active area used a silt content of 2%, while the inactive area used a silt content of 0.5%. The inactive area would be covered by materials of larger size, and it would also have been exposed for longer and the fine particles have been blown away, washed away, and/or formed a crust due to precipitation. The ore stockpile surface was assumed to have a silt content of 9.5% according to the AP-42 table 13.2.4-1 for “Iron and steel production, Lump ore” category (US EPA 2006b).

Storage pile erosion emissions were modelled using area sources using a release height at the height of the piles and the area of the pile. The source parameters are presented in Table A.2.11 (Appendix A) along with the estimated emission rates.



4.2.9 Metal Emissions

Metal emissions were estimated for the operation phase from particulate emissions and associated lithologies performed on ore, waste rock and tailings. It was assumed that the metal content in the particulate matter emitted is like the metal content in the associated material in which particulate matter is emitted from. There were six different groups of materials with differing lithologies, described in Table 12.

Table 12 Material Group Descriptions to Estimate Metal Concentrations

Group	Description	Example of Sources Associated
Mineral Ore	Ore handling operations only	Dust collector at the concentration plant. loading / unloading of ore, wind erosion of the ore dump
Waste Rock	Waste rock handling operations only	Loading / unloading of waste rock. crushing. bulking and wind erosion of building material piles
Haul Routes	Haul Route related emissions	Haul routes across the entire site
Handling of Waste Rock	Operations related to the handling of materials in the waste rock piles	Dumping on the waste rock piles and wind erosion of the waste rock piles
Pit Extraction	Operations related to the handling of ore or waste rock in the pit	Dozing. drilling and blasting in the open pit
Diesel Exhaust	Combustion of diesel in mobile equipment	Mobile equipment exhaust, e.g., dozers, drilling machine, haul trucks, etc.
Metal-free	Metal emission-free operations	Exhaust gases from plant combustion sources (propane)

The metal content of the particulates emitted from each of these groups, except diesel exhaust, is estimated from the lithologies associated with these source groups and their respective metal contents. The lithologies applied for the peak operational year were consistent with the former dispersion modelling report (WSP 2018) and are presented in Table 13.

Table 13 Distribution of Lithologies Associated with each Source Group

Source Group	Composition of Lithologies per Source Group (%)		
	Mineral - Pegmatite	Waste Rock - Gneiss	Waste Rock – Banded Gneiss
Mineral Ore	100	0	0
Waste Rock	0	86	14
Routes	0	86	14
Handling of Waste Rock	11	76	13
Pit Extraction	13	75	12
Metal-free	0	86	14

The metal emission rates were obtained by multiplying the determined composition content by the emission rate of particulates. As presented by the MELCC, the metal concentrations are mainly based on TPM, except for manganese, nickel, 1-hour crystalline silica and titanium which uses PM_{10}, and annual crystalline silica where PM_4 is used. However, PM_4 was not assessed in the previous study. To estimate the annual crystalline silica emissions rates from the emission rates for PM_4, the methods prescribed in the US EPA AP-42 Appendix B.2 – Generalized Particle Size Distributions were applied based on the source category (US EPA 1995).



The lithologies were based on geochemical compositional tests carried out by Activation Laboratories Ltd. (Actlabs November 2017) and by SGS Canada Inc. (SGS August 2018). The certificate of analysis is presented in Appendix F. The average of the samples analyzed was used, as consistent with the initial ESIA modelling (WSP 2018). If the value was below the detection limit, half of the detection limit was used. For crystalline silica (SiO_2), the compositions are based on a quantitative mineralogy analysis also presented in Appendix F. Table 14 presents the metal contents for each of these lithologies.

Table 14 Metal Content by Lithology

Metal	Content by lithology (kg/kg)			
	Pegmatite	Gneiss	Gneiss rubane	Diabase
	Mineral	Waste Rock	Waste Rock	Aggregate
Antimony (Sb)	1.00E-06	1.00E-06	1.00E-06	4.00E-07
Silver (Ag)	1.50E-06	1.50E-06	1.50E-06	5.00E-07
Arsenic (As)	3.17E-05	1.12E-04	3.70E-05	8.05E-06
Barium (Ba)	3.66E-05	6.85E-04	7.11E-04	6.95E-04
Beryllium (Be)	1.15E-04	3.50E-06	1.50E-06	9.50E-07
Cadmium (Cd)	1.00E-06	1.00E-06	1.00E-06	3.73E-07
Chromium total (Cr)	2.30E-04	2.70E-04	3.53E-04	7.25E-05
Cobalt (Co)	3.60E-07	2.41E-05	2.05E-05	5.43E-05
Copper (Cu)	1.00E-06	5.30E-05	5.63E-05	3.53E-05
Manganese (Mn)	3.06E-04	6.19E-04	5.31E-04	1.75E-03
Mercury (Hg)	2.50E-09	2.50E-09	2.50E-09	2.50E-08
Nickel (Ni)	5.00E-06	9.30E-05	7.67E-05	4.90E-05
Lead (Pb)	4.30E-06	1.69E-05	1.42E-05	1.07E-05
Selenium (Se)	1.57E-05	1.19E-06	4.00E-07	3.50E-07
Crystalline Silica (SiO_2)	2.64E-01	3.00E-01	3.28E-01	2.30E-02
Thallium (Tl)	4.72E-06	1.87E-06	1.43E-06	4.40E-07
Titanium (Ti)	5.00E-05	3.67E-03	3.17E-03	1.65E-02
Vanadium (V)	2.50E-06	1.25E-04	9.70E-05	3.78E-04
Zinc (Zn)	1.71E-04	9.60E-05	7.00E-05	1.80E-04

Metal emissions from mobile equipment diesel exhaust were estimated using estimated fuel consumption and emission factors (g/gal) obtained from the "US-EPA 2018 document Speciation Profiles and Toxic Emission Factors for Nonroad Engines in MOVES2014b" (US EPA 2018). It was conservatively assumed the equipment had no diesel particulate filters (DPF) or selective catalytic reduction (SCR).



5.0 AIR DISPERSION MODELLING METHODOLOGY

5.1 MODEL SELECTION

The United States Environmental Protection Agency (US EPA) dispersion modelling system referred to as AERMOD was used in this assessment. AERMOD is a regulatory model developed by the American Meteorological Society/Environmental Protection Agency Regulatory Model Improvement Committee (AERMIC) in association with the US EPA. AERMOD is a steady-state plume dispersion model that is designed to estimate near-field (less than 50 km) concentrations from most types of industrial emission sources (US EPA 2004b; 2005). The AERMOD modelling system consists of three separate programs, including the plume dispersion model (AERMOD), a meteorological pre-processor (AERMET), and a terrain pre-processor (AERMAP). This dispersion modelling assessment uses the version of the US EPA AERMOD dispersion model consistent with the previous dispersion modelling assessment (version 18081).

AERMOD makes use of two continuous stability parameters, friction velocity, and Monin-Obukhov length to characterize the atmosphere. The friction velocity is a measure of mechanical effects alone, such as wind shear at ground-level. The Monin-Obukhov length indicates the relative strengths of mechanical and buoyancy effects on atmospheric turbulence. Thus, AERMOD can account for turbulence both from wind shear and from buoyancy effects due to solar heating during the day and radiation cooling at night. To properly account for these effects, AERMOD requires three land use parameters: albedo, Bowen ratio, and surface roughness. Albedo is defined as the fraction of total incident solar radiation reflected by a particular surface without absorption. Bowen ratio is an indicator of surface moisture conditions and can be defined as the ratio of the sensible heat flux to the latent heat flux. Bowen ratio can vary significantly over the course of the day; however, it usually remains fairly constant during mid-day. Surface roughness is a length scale that characterizes the roughness of the earth's surface.

Modern planetary boundary layer theory is used to scale turbulence and other parameters to the height of the plume. The AERMOD system (specifically, the AERMET meteorological pre-processor) derives hourly mixing heights based on the morning upper air sounding and the surface meteorology, including available solar radiation. AERMAP is a terrain pre-processor that is designed to handle the input of receptor terrain elevation data for the AERMOD dispersion model. With the assumption that the effect of terrain on an individual receptor is directly proportional to the difference between the elevation of the receptor and the height of the local terrain features and inversely proportional to the distance between the receptor and terrain features, AERMAP searches for the terrain height and location that has the greatest influence on dispersion for an individual receptor. This height is referred to as the height scale (hc). The height scale, which is uniquely defined for each receptor location, is used to calculate the dividing streamline height along which a plume is assumed to travel under stable atmospheric conditions. Output from AERMAP therefore includes the location and height scale for each receptor, which are used for the computation of air flow around hills.



AERMOD is approved for use in Quebec level 2 studies, a study that is required when one of the following conditions is met (MELCC 2005):

- the project is located in an industrial park
- there are multiple emission sources
- the sum of the modelled and ambient (background) concentrations are equal to or greater than 80% of the applicable standard
- the project is located near a body of water
- the emission sources emit toxic or dangerous air pollutants

5.2 MODELLING APPROACH

Ground level concentrations of the air contaminants of interest (refer to Section 3) were predicted for the operation of the Project. Five-years (2011-2015) of meteorological data was used to predict the maximum ground-level concentrations.

5.3 MODEL DOMAIN

The modelling domain consisted of a 27 km by 27 km area centered at the mine site (Zone 18N, UTM coordinate 356,600 m easting, 5,790,100 m northing). The modelling domain is presented in Figure B1-1 (Appendix B).

5.4 APPLICATION BOUNDARY

For air dispersion modelling, the boundary used to determine compliance with ambient air quality standards and criteria (i.e., limits) is known as the application limit or application boundary. The proposed mine site is located on public land, the MELCC Mining Project Modelling Guide defines the application boundary requirements for projects that are in whole or in part on public land to be generated at 300 m from the “facilities of the project” (MELCC 2017). The application boundary for this assessment is 300 m from project facilities, as shown in Figure B1-1 (Appendix B). Compliance with the applicable ambient air quality limits is assessed at this application boundary and beyond.

5.5 TERRAIN DATA

The terrain elevations used in this modelling study were generated using a combination of technical drawings of the proposed infrastructure, from a LIDAR survey covering the immediate vicinity of the mine site, and from the Canadian Digital Elevation Data (CDED). The CDED data is generated by the Cartographic Information Branch of the Department of Natural Resources Canada and provides terrain elevations at a base resolution of 0.75 arc second in geographic coordinates, corresponding to a resolution of approximately 16 meters over the defined domain.

The construction model scenario terrain was generated using the LIDAR data supplemented with CDED information. For the operations model scenario, data from technical drawings were used to adjust for the elevations of the pit depth and waste rock pile heights.

The terrain data was processed using the AERMAP terrain processor.



5.6 METEOROLOGICAL DATA

The meteorological 5-year (2011-2015) data set was developed by WPS for the 2018 dispersion modelling assessment originally submitted with the ESIA and provided to Stantec for use (WSP 2018). The meteorological data obtained from WSP was preprocessed using AERMET (v18081) and was AERMOD-ready. In the absence of available representative weather station data, prognostic meteorological data using the Weather Research and Forecast (WRF) model (version 3.6) was used in the development of this data set.

The surface data used in the development of the dataset was taken from the WRF prognostic data at grid point 357,183 m, 5,790,573 m UTM18 (52.24˚, -77.09˚). The upper air data was obtained from the MERRA-2 analysis (Modern-Era Retrospective analysis for Research and Applications, Version 2), which has hourly data produced by NASA on a horizontal grid of 50 km. The upper air data was extracted at the grid point 371 286 m, 5 762 698 m UTM18 (52.00˚, -76.87˚).

For details on the meteorological input data and processing, please refer to Section 5.5. of the initial ESIA modelling report (WSP 2018). Wind roses presented by year for the processed data are presented in Figure 2 of the former dispersion modelling report (WSP 2018), while map B.1.3 presented the defined land-use categories used in the processing of the data set (WSP 2018)

Please refer to Figure 2 in the WSP (2018) Atmospheric and dispersion Model Report for wind roses presented by year.

5.7 BUILDINGS

Solid structures may affect the flow of air in the vicinity of a source and cause downwash effects (e.g., eddies on the downwind side), which have the potential to reduce plume rise and affect dispersion. For dispersion modelling purposes, downwash effects were considered using the PRIME downwash routine algorithm in AERMOD (Schulman et al. 1998).

Wind direction dependent building information such as width, length, and height were simulated using the US EPA BPIP (Building Profile Input Program) processor. The building processor requires input data defining the coordinates of the building corners, the tier heights as well as the source locations on each building. The output file from the building processor becomes part of the input file to AERMOD. The BPIP model was developed to incorporate the two fundamental features associated with building downwash: enhanced plume dispersion coefficients due to turbulent wake, and reduced plume rise caused by a combination of descending streamlines in the lee of the building and the increased entrainment in the wake.



The AERMOD model requires direction dependent building information for use in the building wake and building downwash calculations. These data were generated with the BPIP processor based on the site-plans and technical drawings provided by Galaxy. Only buildings that were within the zone of influence from the point sources were included.

5.8 RECEPTORS

Receptors represent specific locations where the air dispersion modelling program (i.e., AERMOD) will compute a ground-level concentration (GLC) value. The receptors have been separated into three categories, the cartesian receptor grid, the application boundary limit, and sensitive receptors, with their positions presented in Figure B1-2 (Appendix B). The receptors were established based on their unique terrain elevations, using the AERMAP preprocessor.

5.8.1 Receptor Grid

The receptor grid used for the dispersion modelling consisted of a 27 km by 27 km grid with receptors spaced as follows:

- 100 m resolution grid in the immediate vicinity of the mining site, spanning 3,000 m in all directions
- 500 m resolution beyond 3,000 m in all directions.

The receptor grid density makes it possible to generate enough modeled values to obtain isopleths for the model predicted GLCs.

5.8.2 Application Boundary Receptors

Receptors were placed every 50 m along the application boundary limit (defined in Section 5.4) for a total of 145 boundary receptors.

5.8.3 Sensitive Receptors

The 52 sensitive receptors that were presented in the previous submission of the EISA modelling report (WSP 2018) were used in this study. The sensitive receptors have been groups into the following categories:

- Road Relay: 1 receptor representing the truck stop station kilometer 381, located approximately 320 m from the application limit.
- Cree camp: 5 receptors representing the Cree camps near the site. The Cree camps considered are located between 4.5 km and 9.5 km from the application limit.
- Valued area: 10 receptors representing valued areas in the domain, such as preservation areas, waterways, and spawning grounds. The closest valued area to the mine site is located approximately 500 m from the application boundary limit.



- Traditional activity: 29 receptors representing areas of practice for traditional activities, such as hunting, trapping, fishing, etc. The closest traditional activity area to the site is within the application boundary limit.
- Not considered: 8 receptors were not considered in the modelling as they either are located within the application boundary limit (e.g., workers camp) or they do not present an issue to air quality

The 53 sensitive receptors are presented in Table 15.

Table 15 Sensitive Receptors

Receptor Description	Identification	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Elevation (m)	Category
Hunting, Trapping, and fishing area	TRP1	357,154	5,785,844	223.6	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	CHS1	360,904	5,788,066	202.0	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	CHS2	358,179	5,783,529	259.2	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	CHS3	356,472	5,781,385	223.8	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	CHS4	355,745	5,779,203	248.9	Traditional Activity
Hunting, trapping and fishing area – berry picking	CCT1	348,024	5,779,869	229.1	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	CHS5	356,913	5,793,331	206.4	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	PCH1	357,543	5,798,645	142.7	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	PCH2	356,295	5,798,942	141.7	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	PCH3	353,946	5,777,245	231.5	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	PCH4	354,644	5,782,067	225.0	Traditional Activity
Hunting, Trapping, and fishing area	PCH5	351,607	5,781,447	215.2	Traditional Activity
Beaver Preservation Area	AVL1	352,453	5,791,523	185.9	Valued Area
Cree permanent camp	CRI1	357,465	5,797,428	205.8	Cree Camp
Cree permanent camp	CRI2	353,672	5,782,074	225.3	Cree Camp
Cree temporary camp	CRI3	346,167	5,794,496	159.9	Cree Camp
Cree temporary camp	CRI4	353,575	5,797,022	164.1	Cree Camp
Cree temporary camp	CRI5	356,570	5,795,738	198.1	Cree Camp
Worker camp	CPT1	359,071	5,790,376	217.1	Not Considered
Carex Sterilis	PLT1	359,239	5,790,063	209.4	Not Considered
Hunting, Trapping, and fishing area	CHS6	373,148	5,792,945	188.2	Traditional Activity
Valued watercourse	AQU1	354,395	5,788,754	209.9	Valued Area
Valued watercourse	AQU2	355,361	5,788,529	202.5	Valued Area
Valued watercourse	AQU3	356,327	5,788,384	206.4	Valued Area
Valued watercourse	AQU4	357,306	5,788,251	204.0	Valued Area
Spawning ground	AQU5	354,091	5,782,457	225.5	Valued Area
Spawning ground	AQU6	350,083	5,780,989	216.8	Valued Area

Table 15 Sensitive Receptors

Receptor Description	Identification	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Elevation (m)	Category
Spawning ground	AQU7	351,406	5,777,549	232.4	Valued Area
Hand well	EAU1	359,202	5,788,503	212.1	Not Considered
Secondary Well	EAU2	359,201	5,788,615	213.4	Not Considered
Km 381 road stop	REL1	359,330	5,788,510	211.2	Road Relay
Canoe river	RIV1	350,021	5,781,841	212.76	Traditional Activity
Hunting, trapping, and fishing area	TRP2	357,689	5,795,316	204.55	Traditional Activity
Hunting, trapping, and fishing area	TRP3	358,655	5,792,789	208.19	Traditional Activity
Hunting, trapping, and fishing area	TRP4	354,316	5,783,701	225.9	Traditional Activity
Hunting, trapping, and fishing area	TRP5	356,079	5,792,548	201.5	Traditional Activity
Hunting, trapping, and fishing area	TRP6	355,815	5,794,551	202.47	Traditional Activity
Hunting, trapping, and fishing area	TRC1	359,103	5,790,758	207.37	Traditional Activity
Hunting, trapping, and fishing area	TRC2	358,569	5,788,648	209.08	Traditional Activity
Snowmobile trail	MOT1	358,708	5,788,040	202.65	Traditional Activity
Snowmobile trail	MOT2	356,234	5,786,360	218.65	Traditional Activity
Snowmobile trail	MOT3	355,308	5,786,624	208.6	Traditional Activity
Snowmobile trail	MOT4	352,596	5,783,978	230.94	Traditional Activity
Snowmobile trail	MOT5	350,863	5,785,063	231.2	Traditional Activity
Snowmobile trail	MOT6	349,593	5,783,476	211.72	Traditional Activity
Snowmobile trail	MOT7	351,882	5,782,801	223.88	Traditional Activity
Snowmobile trail	MOT8	347,916	5,778,237	229.31	Traditional Activity
Launch site	AQU8	356,036	5,798,729	145.71	Valued Area
Launch site	AQU9	352,847	5,781,995	215.18	Valued Area
Source of drinking water	EAU3	350,294	5,794,707	165.59	Not Considered
Source of drinking water	EAU4	352,848	5,796,480	163.67	Not Considered
Source of drinking water	EAU5	357,652	5,798,307	205.6	Not Considered
Source of drinking water	EAU6	349,356	5,778,250	237.84	Not Considered

5.9 NO_X TO NO_2 CONVERSION

Nitrogen oxides (NO_x) are composed of nitric oxide (NO) and nitrogen dioxide (NO_2), however only NO_2 concentrations are regulated by provincial and federal agencies in Canada. Therefore, it is important to be able to estimate the proportion of predicted ground-level NO_x that is NO_2. Since most sources emit primarily NO which may transform to NO_2 in the atmosphere because of chemical reactions, a conversion method for determining the amount of NO_2 in the plume must be used. The rate of conversion depends on the oxidizing potential of the atmosphere at the time of release. If sufficient ozone (O_3) is available and given enough time, the NO will be converted by oxidation to NO_2. If the O_3 concentration is low, the conversion of NO to NO_2 will be limited by the amount of O_3 available in the atmosphere.

For this air quality assessment, the ozone limiting method (OLM) was used to estimate the conversion of NO_X to NO_2, (i.e., predict ground-level NO_2 concentrations based on the AERMOD model results for NO_X). The OLM was applied to the predicted NO_X concentrations based on NO2/NOx ratio at the source and the ozone available in the ambient air. The ambient ozone concentrations were taken from MELCC for modelling of northern projects (MELCC 2017), which are 120 µg/m^3 (hourly), 80 µg/m^3 (daily) and 50 µg/m^3 (annual). For the NO_2/NOx ratio, different sources of NOx have different ratios at the source (i.e., in-stack ratio). For diesel engines, 20% is suggested (NL DECC 2012), whereas for blasting, a value around 4% is expected (Attalla 2008). For the 24-hour and 1-year periods, the 20% in-stack ratio was applied as it is representative of the emissions from the mobile equipment exhaust gases, and conservative compared to the emissions during blasting. However, for the 1-hour period in which the contribution of blasting is greater, a ratio of 4.8% was applied, consistent with the method applied by WSP (2018) in the former EISA. This ratio was estimated from a weighted average based on contribution.

5.10 ESTIMATES OF CONCENTRATIONS FOR PERIODS LESS THAN 1 HOUR

The shortest output averaging period available in the AERMOD dispersion model is 1-hour, however, there are ambient air quality limits for some contaminants with shorter averaging periods. For contaminants with averaging periods less than 1-hour, the following equation is used to estimate the concentration over the desired period, following the MELCC Atmospheric Dispersion Model Guide (MELCC 2005):

$$C(T) = C_{1hour} \times 0.97\ T^{-0.25}$$

Where T is the period expressed in hours and C_{1hour} is the model predicted maximum hourly concentration.



6.0 AIR DISPERSION MODELLING RESULTS

The following sections present the results of the dispersion modelling conducted for the construction and operations phases. The model predicted concentrations are added to the initial concentrations for comparison against the respective ambient air quality limits. The applicable limits were presented in Section 3.1 and include standards and criteria set by MELCC (2018) in the Quebec standards and criteria for the quality of the atmosphere/Normes et critères québécois de qualité de l'atmosphère, NAAQS set out by the CCME (2021), and WHO (2005) guidelines. The initial concentrations and their source were also described in Section 3.1.

The results are presented at or outside of the applicable boundary limit, which has been set as 300 m beyond "facilities of the project" as described in Section 5.8.2, as well as at locations of sensitive receptors. The results represent the maximum predicted concentrations over the modelling period spanning five years (2011 – 2015).

6.1 CONSTRUCTION SCENARIO

A summary of the air dispersion modelling maximum concentration results for the construction phase in the modelling domain outside of the application boundary limit are presented in Table 16, and the maximum concentrations at locations of sensitive receptors in Table 17. Particulate deposition results are presented in Table 18 and Table 19, for the maximum in the application domain (outside of the application boundary limit) and the maximum at sensitive receptors, respectively. For contaminants in which the concentration (modelled plus initial) exceeded 50% of the respective ambient air quality limits, isopleth concentration figures are presented in Appendix B.

The model predicted air quality concentrations for all species assessed for the construction phase were lower than their applicable ambient air quality limits except the 1-hour NO_2 (CAAQS). The model predicted 1-hour NO_2 concentrations were greater than the CAAQS at locations near the application boundary limit and at the traditional activity sensitive receptors. The maximum predicted 1-hour NO_2 concentrations occured on the south side of the application boundary limit (maximum concentration of 185 µg/m^3 or 164% of the 2020 CAAQS and 234% of the 2025 CAAQS). The frequency of exceedance is 48 days over a 5-year period for the 2020 CAAQS and 75 days over a 5-year period for the 2025 CAAQS.



Table 16 Model Predicted Air Quality in the Application Domain for Construction

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Limit (µg/m³)	Type of Limit	Authority	Initial Concentration (µg/m³)	Modeled Concentration (µg/m³) Maximum per Meteorological Year						Concentration Total[1] (µg/m³)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of Limit[3] (%)
								Y1	Y2	Y3	Y4	Y5	Max.			
Total Suspended Particulate (TPM)	N/A-1	24 hours	1st Maximum	120	Standard	MELCC	40	37.5	32.7	32.7	25.6	27.9	37.5	77.5	48%	65%
Particulate Matter < 10 µm (PM_{10})	N/A-2	24 hours	99th Percentile	50	Guideline	WHO	21.8	13.7	16.6	15.6	12.7	14.1	16.6	38.4	43%	77%
		Annual	1st Maximum	20	Guideline	WHO	5.5	1.82	1.82	1.77	1.83	1.98	1.98	7.48	26%	37%
Fine particulate matter ($PM_{2.5}$)	N/A-3	24 hours	1st Maximum	30	Standard	MELCC	15	12.7	9.73	11.4	7.34	9.76	12.7	27.7	46%	92%
		24 hours	98th Percentile[4]	27	CAAQS	CCME	15	4.49	4.66	4.21	4.06	4.19	4.66	19.3	24%	71%
		Annual	1st Maximum[5]	8.8	CAAQS	CCME	4.5	0.76	0.753	0.734	0.746	0.816	0.816	5.27	15%	60%
Nitrogen dioxide (NO_2) (from OLM)	10102-44-0	1 hour	98th Percentile[6]	113 (2020) / 79 (2025)	CAAQS	CCME	50	151	139	128	126	135	151	185	82%	**164% (2020) / 234% (2025)**
		1 hour	1st Maximum	414	Standard	MELCC	50	239	264	170	234	350	350	400	88%	97%
		24 hours	1st Maximum	207	Standard	MELCC	30	31.4	32.4	21.1	21.1	21.4	32.4	62.4	52%	30%
		Annual	1st Maximum	103	Standard	MELCC	10	3.81	3.51	3.48	3.31	3.83	3.83	13.8	28%	13%
		Annual	1st Maximum[7]	32 (2020) / 23 (2025)	CAAQS	CCME	10	3.81	3.51	3.48	3.31	3.83	3.83	13.8	28%	43% (2020) / 60% (2025)
Sulphur dioxide (SO_2)	7446-09-5	4 min	1st Maximum[8]	1,310	Standard	MELCC	40	52.1	55.4	23.4	43.9	37	55.4	95.4	58%	7%
		4 min	99.5th Percentile[8]	1,050	Standard	MELCC	40	1.78	1.72	1.68	1.59	1.64	1.78	41.8	4%	4%
		1 hour	99th percentile[9]	183 (2020) / 170 (2025)	CAAQS	CCME	21	12.4	9.12	5.34	7.38	6.68	12.4	28.8	43%	16% (2020) / 17% (2025)
		24 hours	1st Maximum	288	Standard	MELCC	10	1.14	1.21	0.514	1.00	0.818	1.21	11.2	11%	4%
		Annual	1st Maximum	52	Standard	MELCC	2	0.0275	0.0216	0.0166	0.0176	0.0167	0.0275	2.03	1%	4%
		Annual	1st Maximum[10]	13 (2020) / 10 (2025)	CAAQS	CCME	2	0.0275	0.0216	0.0166	0.0176	0.0167	0.0275	2.03	1%	16% (2020) / 20% (2025)
Carbon monoxide (CO)	630-08-0	1 hour	1st Maximum	34,000	Standard	MELCC	600	10,947	13,131	4,872	10,552	10,964	13,131	13,731	96%	40%
		8 hours	1st Maximum	12,700	Standard	MELCC	400	1,370	1,642	610	1,320	1,372	1,642	2,042	80%	16%
Volatile Organic Compounds (VOCs)	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	-	ACEA	0	0.353	0.332	0.321	0.307	0.347	0.353	0.353	100%	-

Notes:
[1]The modeled total concentration is the sum of the modeled maximum concentration and the initial concentration.
[2]The project contribution is the maximum modeled concentration divided by the total concentration, as a percentage.
[3]The percentage of the limit value is the total concentration divided by the limit value, as a percentage.
[4]The 3-year average of the annual 98th percentile of the daily 24-hour average concentrations
[5]The 3-year average of the annual average concentrations
[6]The 3-year average of the annual 98th percentile of the NO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
[7]The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour NO_2 concentrations
[8]Based on the initial 4-minute concentration converted for a period of 1 hour using the conversion formula ($C(T) = C_{MAX\text{-}H} \times 0.97\ T^{-0.25}$)
[9]The 3-year average of the annual 99th percentile of the SO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
[10]The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour SO_2 concentrations

Table 17 Model Predicted Air Quality at Sensitive Receptors for Construction

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Limit (µg/m³)	Type of Limit	Authority	Initial Concentration (µg/m³)	Model Predicted Concentration (µg/m³) Maximum per Category					Concentration Total[1] (µg/m³)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of Limit[3] (%)
								Road Relay km 381	Cree Camp	Valued Area	Traditional Activity	Max			
Total Suspended Particulate (TPM)	N/A-1	24 hours	1st Maximum	120	Standard	MELCC	40	15.1	0.981	10.7	9.74	15.1	55.1	27%	46%
Particulate Matter < 10 µm (PM_{10})	N/A-2	24 hours	99th Percentile	50	Guideline	WHO	21.8	4.54	0.622	4.12	5.33	5.33	27.1	20%	54%
		Annual	1st Maximum	20	Guideline	WHO	5.5	0.497	0.0586	0.276	0.902	0.902	6.40	14%	32%
Fine particulate matter ($PM_{2.5}$)	N/A-3	24 hours	1st Maximum	30	Standard	MELCC	15	3.49	0.316	3.55	2.51	3.55	18.6	19%	62%
		24 hours	98th Percentile[4]	27	CAAQS	CCME	15	1.16	0.181	0.77	1.38	1.38	16.4	8%	61%
		Annual	1st Maximum[5]	8.8	CAAQS	CCME	4.5	0.165	0.0196	0.0753	0.373	0.373	4.87	8%	55%
Nitrogen dioxide (NO_2) (from OLM)	10102-44-0	1 hour	98th Percentile[6]	113 (2020) / 79 (2025)	CAAQS	CCME	50	59	5.12	40.1	99.8	99.8	**150**	67%	**133% (2020) / 190% (2025)**
		1 hour	1st Maximum	414	Standard	MELCC	50	151	22.1	126	186	186	236	79%	57%
		24 hours	1st Maximum	207	Standard	MELCC	30	15.7	1.35	4.37	17.3	17.3	47.3	37%	23%
		Annual	1st Maximum	103	Standard	MELCC	10	0.849	0.0722	0.368	2.29	2.29	12.3	19%	12%
		Annual	1st Maximum[7]	32 (2020) / 23 (2025)	CAAQS	CCME	10	0.849	0.0722	0.368	2.29	2.29	12.3	19%	38% (2020) / 53% (2025)
Sulphur dioxide (SO_2)	7446-09-5	4 min	1st Maximum[8]	1,310	Standard	MELCC	40	10.6	2.91	3.61	21.1	21.1	61.1	35%	5%
		4 min	99.5th Percentile[8]	1,050	Standard	MELCC	40	0.286	0.0302	0.291	0.580	0.580	40.6	1%	4%
		1 hour	99th percentile[9]	183 (2020) / 170 (2025)	CAAQS	CCME	21	1.01	0.0547	0.563	2.26	2.26	23.3	10%	13% (2020) / 14% (2025)
		24 hours	1st Maximum	288	Standard	MELCC	10	0.238	0.0662	0.0826	0.464	0.464	10.5	4%	4%
		Annual	1st Maximum	52	Standard	MELCC	2	0.00486	0.000309	0.00336	0.00978	0.00978	2.01	0.5%	4%
		Annual	1st Maximum[10]	13 (2020) / 10 (2025)	CAAQS	CCME	2	0.00486	0.000309	0.00336	0.00978	0.00978	2.01	0.5%	15% (2020) / 20% (2025)
Carbon monoxide (CO)	630-08-0	1 hour	1st Maximum	34,000	Standard	MELCC	600	3,134	103	974	6,268	6,268	6,868	91%	20%
		8 hours	1st Maximum	12,700	Standard	MELCC	400	392	12.8	122	784	784	1,184	66%	9%
Volatile Organic Compounds (VOCs)	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	-	CEEA	0	0.0643	0.00535	0.0196	0.221	0.221	0.221	100%	-

Notes:
[1]The modeled total concentration is the sum of the modeled maximum concentration and the initial concentration.
[2]The project contribution is the maximum modeled concentration divided by the total concentration, as a percentage.
[3]The percentage of the limit value is the total concentration divided by the limit value, as a percentage.
[4]The 3-year average of the annual 98th percentile of the daily 24-hour average concentrations
[5]The 3-year average of the annual average concentrations
[6]The 3-year average of the annual 98th percentile of the NO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
[7]The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour NO_2 concentrations
[8]Based on the initial 4-minute concentration converted for a period of 1 hour using the conversion formula ($C(T) = C_{MAX-H} \times 0.97\ T^{-0.25}$)
[9]The 3-year average of the annual 99th percentile of the SO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
[10]The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour SO_2 concentrations

Table 18 Model Predicted Particulate Deposition Results in the Application Domain for Construction

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Threshold (g/m^2)	Deposition Initial (g/m^2)	Authorization	Modeled Deposition Results (Domain Application) (g/m^2)						Total Modeled Deposition[1] (g/m^2)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of the Limit[3] (%)
							Maximum per Meteorological Year								
							Y1	Y2	Y3	Y4	Y5	Max			
Total Particulate Deposition	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	0	CEAA	15.2	16.4	15.2	16.2	17.2	17.2	17.2	100%	-

Notes:
[1]The modeled total deposition is the sum of the modeled maximum deposition and the initial deposition.
[2]The project contribution is the maximum modeled deposition divided by the total deposition, as a percentage.
[3]The percentage of the limit value is the total deposition divided by the limit value, as a percentage.

Table 19 Model Predicted Particulate Deposition Results at Sensitive Receptors for Construction

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Threshold (g/m^2)	Deposition Initial (g/m^2)	Authorization	Modeled Deposition Results (Sensitive Receptors) (g/m^2)					Total Modeled Deposition[1] (g/m^2)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of the Limit[3] (%)
							Maximum per Category							
							Road Relay km 381	Cree Camp	Valued Area	Traditional Activity	Max.			
Total Particulate Deposition	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	0	CEAA	2.69	0.313	1.22	5.55	5.55	5.55	100%	-

Notes:
[1]The modeled total deposition is the sum of the modeled maximum deposition and the initial deposition.
[2]The project contribution is the maximum modeled deposition divided by the total deposition, as a percentage.
[3]The percentage of the limit value is the total deposition divided by the limit value, as a percentage.

Since the dispersion modelling conducted to support the initial ESIA (WSP 2018), there were several Project design changes implemented through the Value Engineering Phase (GMS 2020) and the addition of planned dust control techniques, as presented in Section 2.1 and in the DEMP (Appendix E). These changes were applied to improved efficiency and reduce emissions. The maximum predicted concentration results outside of the application boundary limit for this study compared to those from the initial ESIA modelling study (WSP 2018) are presented in Table 20.

The particulates (TPM, PM_{10}, and $PM_{2.5}$) saw a decrease in predicted total concentrations in this assessment compared to the initial ESIA modelling (WSP 2018). This can be attributed to the changes implemented during the Value Engineering Phase (GMS 2020) and the DEMP (Appendix E), both of which reduced particulate emissions.

Similarly, there is a large difference between predicted total concentrations of CO, NO_2, and SO_2 for averaging periods of 24-hour and lower between the current assessment and the initial ESIA modelling (WSP 2018). The main difference in these predicted concentrations can be attributed to different air dispersion modelling parameters (e.g., release height, sigma-y and sigma-z values) being used for blasting. Although both assessments used the same emission factors from the Australian NPI (2016), this assessment relied on updated blasting parameters recommended during the Value Engineering Phase (GMS 2020).

The sources of VOC emissions and associated emission rates remained relatively consistent between the current assessment and the initial ESIA modelling assessment (WSP 2018), however, the predicted VOC concentration is higher (195%) in the current assessment compared to the former. This change is likely due to the relocation of the accommodations camp. The relocation of the accommodations camp places it closer to the eastern application boundary limit. As the prevailing wind is blowing from the west, this causes a higher concentration at the eastern limit.



Table 20 Dispersion Modelling Construction Results Comparison with Former ESIA Modelling

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Limit (µg/m³)	Initial Concentration (µg/m³)	Current Study		ESIA Modelling (WSP 2018)		Percent Change
						Concentration Total[1] (µg/m³)	Percentage of Limit[2] (%)	Concentration Total[1] (µg/m³)	Percentage of Limit[2] (%)	
Total Suspended Particulate (TPM)	N/A-1	24 hours	1st Maximum	120	40	77.5	65%	208	173%	-63%
Particulate Matter < 10 µm (PM_{10})	N/A-2	24 hours	99th Percentile	50	21.8	38.4	77%	79.3	159%	-52%
		Annual	1st Maximum	20	5.5	7.48	37%	9.30	47%	-20%
Fine particulate matter ($PM_{2.5}$)	N/A-3	24 hours	1st Maximum	30	15	27.7	92%	32.8	109%	-16%
		24 hours	98th Percentile[3]	27	15	19.3	71%	19.9	74%	-3%
		Annual	1st Maximum[4]	8.8	4.5	5.27	60%	5.67	64%	-7%
Nitrogen dioxide (NO_2) (from OLM)	10102-44-0	1 hour	1st Maximum	414	50	400	97%	749	181%	-47%
		24 hours	1st Maximum	207	30	62.4	30%	229	111%	-73%
		Annual	1st Maximum	103	10	13.8	13%	14.0	14%	-1%
Sulphur dioxide (SO_2)	7446-09-5	4 min	1st Maximum	1,310	40	95.4	7%	213	16%	-55%
		4 min	99.5th Percentile[5]	1,050	40	41.8	4%	45.0	4%	-7%
		1 hour	99th percentile[5]	170	21	28.8	17%	44.0	26%	-35%
		24 hours	1st Maximum	288	10	11.2	4%	14.0	5%	-20%
		Annual	1st Maximum	52	2	2.03	4%	2.00	4%	1%
		Annual	1st Maximum[6]	10.5	2	2.03	19%	2.00	19%	1%
Carbon monoxide (CO)	630-08-0	1 hour	1st Maximum	34,000	600	13,731	40%	51,870	153%	-74%
		8 hours	1st Maximum	12,700	400	2,042	16%	7,724	61%	-74%
Volatile Organic Compounds	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	0	0.353	-	0.190	-	86%

Notes:
[1]The modeled total concentration is the sum of the modeled maximum concentration and the initial concentration.
[2]The percentage of the limit value is the total concentration divided by the limit value, as a percentage.
[3]The 3-year average of the annual 98th percentile of the daily 24-hour average concentrations
[4]The 3-year average of the annual average of the daily 24-hour average concentrations
[5]1st maximum 4-minute concentration conservatively compared to the limit
61st maximum annual concentration conservatively compared to the limit

6.2 OPERATIONS SCENARIO

A summary of the air dispersion modelling maximum concentration results in the operational phase in the application domain outside of the application boundary limit are presented in Table 21, and the maximum concentrations at locations of sensitive receptors in Table 22. For substances that exceeded the limit, the percent of limit value is bolded. Particulate matter deposition results are presented in Table 23 and Table 24, for the maximum in the application domain outside of the application boundary limit and the maximum at sensitive receptors, respectively. For contaminants in which the concentration (modelled plus initial) exceeded 50% of the respective standard or criteria, isopleth concentration figures are presented in Appendix B. Total chromium was compared to the hexavalent chromium (Cr(VI)) for conservatism.

The model predicted 24-hour TPM concentration was slightly greater than (101%) its applicable 24-hour standard. The model predicted TPM concentrations that were greater than the 24-hour standard occurred at a single location for one 24-hour period over the 5-years modelled, which represents an occurrence of 0.05% of the time at this single location. The location at which the maximum predicted 24-hour TPM standard was greater than the limit is at the south side of the application boundary limit.

The model predicted 1-hour NO_2 (CAAQS) concentration was greater than the CAAQS at locations near the application boundary limit and at traditional activity sensitive receptors. The location at which the maximum predicted 1-hour NO_2 (CAAQS) was greater than the standard is at the east side of the application boundary limit (maximum concentration of 221 µg/m^3 that is 196% of the 2020 CAAQS and 280% of the 2025 CAAQS). The maximum frequency of exceedance is 98 days over a 5-year period for the 2020 CAAQS and 157 days over 5-year period for the 2025 CAAQS.

The model predicted 1-hour and annual crystalline silica concentrations are greater than its applicable ambient air quality standards. The model predicted 1-hour crystalline silica concentrations were greater than the standard at locations outside of the application boundary limit (maximum concentration of 41.2 µg/m^3, 179% of the standard), but not at a location of a sensitive receptor. The model predicted hourly crystalline silica concentration was greater than the standard in a small area along south and south-east of the application boundary limit. The maximum number of hourly crystalline silica exceedances over the 5-year modelled scenario at a single receptor was predicted to occur only 5 times, or 0.011% of the time. The model predicted annual crystalline silica concentration was greater than the standard at locations near the application boundary limit and at sensitive receptors. At the kilometers 381 truck stop, the model predicted maximum annual crystalline silica concentration was greater than its applicable standard by 213%. At a location of traditional activity, the model predicted maximum annual crystalline silica concentration was greater than applicable standard by 261%. The model predicted annual crystalline silica concentration was less than the applicable standard at the Cree Camp and a valued area.

There is no applicable limit for TPM deposition. Formerly, there was a 30-day standard of 7.5 g/m^2 set out in section 6 of the Regulation on Air Purification/*règlement sur l'assainissement de l'atmosphère* (Quebec 2019), which was revoked in 2011. Predicted 30-day deposition in the modelled domain, including at locations of sensitive receptors, met the former standard.



Table 21 Modeled Results in the Application Domain during Operation

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Threshold (µg/m³)	Type of Threshold	Authorization	Initial Conc. (µg/m³)	Model Predicted Concentration (µg/m³) Maximum per Meteorological Year						Concentration Total[1] (µg/m³)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of Limit[3] (%)
								Y1	Y2	Y3	Y4	Y5	Max.			
Total Suspended Particulate (TPM)	N/A-1	24 hours	1st Maximum	120	Standard	MELCC	40	70.3	79.1	65.4	80.9	51.3	80.9	121	67%	**101%**
Particulate Matter < 10 µm (PM_{10})	N/A-2	24 hours	99th Percentile	50	Guideline	WHO	21.8	9.13	10.5	7.9	10.1	8.95	10.5	32.3	33%	65%
		Annual	1st Maximum	20	Guideline	WHO	5.5	2.48	2.41	2.42	2.33	2.68	2.68	8.18	33%	41%
Fine particulate matter ($PM_{2.5}$)	N/A-3	24 hours	1st Maximum	30	Standard	MELCC	15	5.09	5.95	5.69	4.55	4.8	5.95	20.9	28%	70%
		24 hours	98th Percentile[4]	27	CAAQS	CCME	15	3.68	3.12	3.45	2.81	3.05	3.68	18.4	20%	68%
		Annual	1st Maximum[5]	8.8	CAAQS	CCME	4.5	1.04	1.02	1.04	0.932	1.09	1.09	5.54	20%	63%
Nitrogen dioxide (NO_2) (from OLM)	10102-44-0	1 hour	98th Percentile[6]	113 (2020) / 79 (2025)	CAAQS	CCME	50	169	214	159	168	181	214	**221**	97%	**196% (2020) / 280% (2025)**
		1 hour	1st Maximum	414	Standard	MELCC	50	324	351	331	335	342	351	401	88%	97%
		24 hours	1st Maximum	207	Standard	MELCC	30	64.1	71.3	72.9	56.6	64.2	72.9	103	71%	50%
		Annual	1st Maximum	103	Standard	MELCC	10	9.2	9.1	9.52	7.91	9.66	9.66	19.7	49%	19%
		Annual	1st Maximum[7]	32 (2020) / 23 (2025)	CAAQS	CCME	10	9.2	9.1	9.52	7.91	9.66	9.66	19.7	49%	61% (2020) / 85% (2025)
Sulphur dioxide (SO_2)	7446-09-5	4 min	1st Maximum[8]	1,310	Standard	MELCC	40	12.3	10.5	10.7	16.4	9.49	16.4	56.4	29%	4%
		4 min	99.5th Percentile[8]	1,050	Standard	MELCC	40	1.06	1.10	1.09	0.945	1.04	1.10	41.1	3%	4%
		1 hour	99th percentile[9]	183 (2020) / 170 (2025)	CAAQS	CCME	21	3.38	2.91	2.7	1.87	2.19	3.38	23.5	14%	13% (2020) / 14% (2025)
		24 hours	1st Maximum	288	Standard	MELCC	10	0.298	0.326	0.335	0.384	0.297	0.384	10.4	4%	4%
		Annual	1st Maximum	52	Standard	MELCC	2	0.0399	0.0388	0.0411	0.0333	0.0417	0.0417	2.04	2%	4%
		Annual	1st Maximum[10]	13 (2020) / 10 (2025)	CAAQS	CCME	2	0.0399	0.0388	0.0411	0.0333	0.0417	0.0417	2.04	2%	16% (2020) / 20% (2025)
Carbon monoxide (CO)	630-08-0	1 hour	1st Maximum	34,000	Standard	MELCC	600	3,320	3,110	3,170	3,600	2,810	3,600	4,200	86%	12%
		8 hours	1st Maximum	12,700	Standard	MELCC	400	419	446	398	453	352	453	853	53%	7%
Volatile Organic Compounds (VOCs)	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	-	ACEA	0	0.855	0.843	0.876	0.742	0.886	0.886	0.886	100%	-
Antimony (Sb)	7440-36-0	Annual	1st Maximum	0.17	Standard	MELCC	0.001	0.00000615	0.00000583	0.00000564	0.00000583	0.00000657	0.00000657	0.00101	1%	1%
Silver (Ag)	7440-22-4	Annual	1st Maximum	0.23	Standard	MELCC	0.005	0.00000922	0.00000874	0.00000847	0.00000875	0.00000986	0.00000986	0.00501	0.2%	2%
Arsenic (As)	7440-38-2	Annual	1st Maximum	0.003	Standard	MELCC	0.002	0.000605	0.000569	0.000557	0.000535	0.000625	0.000625	0.00262	24%	87%
Barium (Ba)	7440-39-3	Annual	1st Maximum	0.05	Standard	MELCC	0.02	0.00406	0.0038	0.00374	0.0036	0.00418	0.00418	0.0242	17%	48%
Beryllium (Be)	7440-41-7	Annual	1st Maximum	0.0004	Standard	MELCC	0	0.000140	0.000130	0.000130	0.000130	0.000150	0.000150	0.00015	100%	38%
Cadmium (Cd)	7440-43-9	Annual	1st Maximum	0.0036	Standard	MELCC	0.0005	0.00000615	0.00000583	0.00000564	0.00000583	0.00000657	0.00000657	0.000507	1%	14%
Total Chromium (hexavalent	18540-29-9	Annual	1st Maximum	0.004	Standard	MELCC	0.002	0.00172	0.00162	0.00158	0.00160	0.00180	0.00180	0.00380	47%	95%

Table 21 Modeled Results in the Application Domain during Operation

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Threshold (µg/m³)	Type of Threshold	Authorization	Initial Conc. (µg/m³)	Model Predicted Concentration (µg/m³) Maximum per Meteorological Year						Concentration Total[1] (µg/m³)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of Limit[3] (%)
								Y1	Y2	Y3	Y4	Y5	Max.			
chromium compounds) (Cr(VI))																
Cobalt (Co)	7440-48-4	Annual	1st Maximum	0.1	Criterion	MELCC	0	0.000139	0.000131	0.000128	0.000123	0.000144	0.000144	0.000144	100%	0.1%
Copper (Cu)	7440-50-8	24 hours	1st Maximum	2.5	Standard	MELCC	0.2	0.00271	0.00286	0.00261	0.00307	0.00241	0.00307	0.203	2%	8%
Manganese (Mn)	7439-96-5	Annual	1st Maximum	0.025	Criterion	MELCC	0.005	0.00101	0.000981	0.000974	0.000985	0.00111	0.00111	0.00611	18%	24%
Mercury (Hg)	7439-97-6	Annual	1st Maximum	0.005	Standard	MELCC	0.002	2.58E-08	2.48E-08	2.48E-08	2.55E-08	2.81E-08	2.81E-08	0.002	0.001%	40%
Nickel (Ni)	7440-02-0	24 hours	1st Maximum	0.014	Standard	MELCC	0.002	0.00101	0.00106	0.000967	0.00113	0.000885	0.00113	0.00313	36%	22%
Lead (Pb)	7439-92-1	Annual	1st Maximum	0.1	Standard	MELCC	0.004	0.0000982	0.0000923	0.0000904	0.0000869	0.000101	0.000101	0.00410	2%	4%
Selenium (Se)	7782-49-2	Annual	1st Maximum	2	Criterion	MELCC	0.15	0.0000217	0.0000211	0.000021	0.0000204	0.0000237	0.0000237	0.150	0.02%	8%
Crystalline silica (SiO_2)	14808–60–7	1 hour	1st Maximum	23	Criterion	MELCC	6	25.9	21.5	21.8	35.2	20.1	35.2	41.20	85%	**179%**
		Annual	1st Maximum	0.07	Criterion	MELCC	0.04	0.241	0.235	0.233	0.231	0.265	0.265	0.305	87%	**436%**
Thallium (Tl)	7440-28-0	Annual	1st Maximum	0.25	Standard	MELCC	0.005	0.00000564	0.00000546	0.00000541	0.00000532	0.00000616	0.00000616	0.00501	0.1%	2%
Titanium	7440-32-6	24 hours	1st Maximum	2.5	Criterion	MELCC	0	0.183	0.193	0.176	0.207	0.162	0.207	0.207	100%	8%
Vanadium (V)	7440-62-2	Annual	1st Maximum	1	Standard	MELCC	0.01	0.000718	0.000676	0.000662	0.000634	0.000743	0.000743	0.0107	7%	1%
Zinc (Z)	7440-66-6	24 hours	1st Maximum	2.5	Standard	MELCC	0.1	0.00477	0.00508	0.00452	0.00541	0.00423	0.00541	0.105	5%	4%

Notes:
Notes:
[1]The modeled total concentration is the sum of the modeled maximum concentration and the initial concentration.
[2]The project contribution is the maximum modeled concentration divided by the total concentration, as a percentage.
[3]The percentage of the limit value is the total concentration divided by the limit value, as a percentage.
[4]The 3-year average of the annual 98th percentile of the daily 24-hour average concentrations
[5]The 3-year average of the annual average concentrations
[6]The 3-year average of the annual 98th percentile of the NO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
[7]The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour NO_2 concentrations
[8]Based on the initial 4-minute concentration converted for a period of 1 hour using the conversion formula ($C(T) = C_{MAX-H} \times 0.97\ T^{-0.25}$)
[9]The 3-year average of the annual 99th percentile of the SO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
[10]The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour SO_2 concentrations

Table 22 Results of Modelling at Sensitive Receptors for Operation

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Threshold (µg/m³)	Type of threshold	Authorization	Initial Concentration (µg/m³)	Model Predicted Concentration (µg/m³) Maximum per Category					Concentration Total[1] (µg/m³)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of Limit[3] (%)
								Road Relay km 381	Cree Camp	Valued Area	Traditional Activity	Max			
Total Suspended Particulate (TPM)	N/A-1	24 hours	1st Maximum	120	Standard	MELCC	40	31.7	2.26	12.1	45.8	45.8	85.8	53%	72%
Particulate Matter < 10 µm (PM_{10})	N/A-2	24 hours	99th Percentile	50	Guideline	WHO	21.8	7.17	0.461	2.00	7.45	7.45	29.2	26%	58%
		Annual	1st Maximum	20	Guideline	WHO	5.5	1.1	0.0659	0.293	1.62	1.62	7.12	23%	36%
Fine particulate matter ($PM_{2.5}$)	N/A-3	24 hours	1st Maximum	30	Standard	MELCC	15	2.42	0.221	0.602	4.32	4.32	19.3	22%	64%
		24 hours	98th Percentile[4]	27	CAAQS	CCME	15	1.26	0.094	0.355	2.21	2.21	17.2	13%	64%
		Annual	1st Maximum[5]	8.8	CAAQS	CCME	4.5	0.27	0.0186	0.0729	0.647	0.647	5.15	13%	59%
Nitrogen dioxide (NO_2) (from OLM)	10102-44-0	1 hour	98th Percentile[6]	113 (2020) / 79 (2025)	CAAQS	CCME	50	52.5	9.94	25.4	142	142	**192**	74%	**170% (2020) / 243% (2025)**
		1 hour	1st Maximum	414	Standard	MELCC	50	136	57.9	135	264	264	314	84%	76%
		24 hours	1st Maximum	207	Standard	MELCC	30	19.6	2.76	7.78	57.7	57.7	87.7	66%	42%
		Annual	1st Maximum	103	Standard	MELCC	10	1.94	0.144	0.521	6.87	6.87	16.9	41%	16%
		Annual	1st Maximum[7]	32 (2020) / 23 (2025)	CAAQS	CCME	10	1.94	0.144	0.521	6.87	6.87	16.9	41%	53% (2020) / 73% (2025)
Sulphur dioxide (SO_2)	7446-09-5	4 min	1st Maximum[8]	1,310	Standard	MELCC	40	3.11	0.881	2.72	6.1	6.1	46.1	13%	4%
		4 min	99.5th Percentile[8]	1,050	Standard	MELCC	40	0.283	0.022	0.0742	0.868	0.868	40.9	2%	4%
		1 hour	99th percentile[9]	183 (2020) / 170 (2025)	CAAQS	CCME	21	0.403	0.0656	0.326	0.810	0.810	21.8	4%	12% (2020) / 13% (2025)
		24 hours	1st Maximum	288	Standard	MELCC	10	0.0847	0.0214	0.063	0.257	0.257	10.3	2%	4%
		Annual	1st Maximum	52	Standard	MELCC	2	0.00659	0.00055	0.00204	0.0301	0.0301	2.03	1%	4%
		Annual	1st Maximum[10]	13 (2020) / 10 (2025)	CAAQS	CCME	2	0.00659	0.00055	0.00204	0.0301	0.0301	2.03	1%	16% (2020) / 20% (2025)
Carbon monoxide (CO)	630-08-0	1 hour	1st Maximum	34,000	Standard	MELCC	600	787	258	796	1,800	1,800	2,400	75%	7%
		8 hours	1st Maximum	12,700	Standard	MELCC	400	108	32.2	99.7	226	226	626	36%	5%
Volatile Organic Compounds (VOCs)	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	-	ACEA	0	0.214	0.0146	0.0557	0.618	0.618	0.618	100%	-
Antimony (Sb)	7440-36-0	Annual	1st Maximum	0.17	Standard	MELCC	0.001	0.00000384	0.000000207	0.00000099	0.00000422	0.00000422	0.00100	0.4%	1%
Silver (Ag)	7440-22-4	Annual	1st Maximum	0.23	Standard	MELCC	0.005	0.00000576	0.00000031	0.00000149	0.00000633	0.00000633	0.00501	0.1%	2%
Arsenic (As)	7440-38-2	Annual	1st Maximum	0.003	Standard	MELCC	0.002	0.000376	0.00002	0.0000967	0.000416	0.000416	0.00242	17%	81%
Barium (Ba)	7440-39-3	Annual	1st Maximum	0.05	Standard	MELCC	0.02	0.00251	0.000134	0.000646	0.00279	0.00279	0.0228	12%	46%
Beryllium (Be)	7440-41-7	Annual	1st Maximum	0.0004	Standard	MELCC	0	0.0000400	0.0000000	0.0000100	0.0000700	0.0000700	0.00007	100%	18%
Cadmium (Cd)	7440-43-9	Annual	1st Maximum	0.0036	Standard	MELCC	0.0005	0.00000384	0.000000207	0.00000099	0.00000422	0.00000422	0.000504	1%	14%
Total Chromium (hexavalent chromium compounds) (Cr(VI))	18540-29-9	Annual	1st Maximum	0.004	Standard	MELCC	0.002	0.00107	0.0000576	0.000276	0.00118	0.00118	0.00318	37%	80%
Cobalt (Co)	7440-48-4	Annual	1st Maximum	0.1	Criterion	MELCC	0	0.0000865	0.00000459	0.0000222	0.0000959	0.0000959	0.0000959	100%	0.1%
Copper (Cu)	7440-50-8	24 hours	1st Maximum	2.5	Standard	MELCC	0.2	0.00233	0.000182	0.000550	0.00194	0.00233	0.202	1%	8%
Manganese (Mn)	7439-96-5	Annual	1st Maximum	0.025	Criterion	MELCC	0.005	0.000565	0.0000322	0.000148	0.000669	0.000669	0.00567	12%	23%
Mercury (Hg)	7439-97-6	Annual	1st Maximum	0.005	Standard	MELCC	0.002	1.59E-08	8.85E-10	4.09E-09	1.75E-08	1.75E-08	0.00200	0.001%	40%
Nickel (Ni)	7440-02-0	24 hours	1st Maximum	0.014	Standard	MELCC	0.002	0.000864	0.0000679	0.000204	0.000724	0.000864	0.00286	30%	20%
Lead (Pb)	7439-92-1	Annual	1st Maximum	0.1	Standard	MELCC	0.004	0.000061	0.00000325	0.0000157	0.0000676	0.0000676	0.00407	2%	4%
Selenium (Se)	7782-49-2	Annual	1st Maximum	2	Criterion	MELCC	0.15	0.00000728	0.00000044	0.00000192	0.0000124	0.0000124	0.150	0.01%	8%
Crystalline silica (SiO_2)	14808–60–7	1 hour	1st Maximum	23	Criterion	MELCC	6	14.0	2.99	5.05	13.9	14.0	20.00	70%	87%
		Annual	1st Maximum	0.07	Criterion	MELCC	0.04	0.109	0.00623	0.0281	0.143	0.143	0.1830	78%	**261%**

Table 22 Results of Modelling at Sensitive Receptors for Operation

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Threshold (µg/m³)	Type of threshold	Authorization	Initial Concentration (µg/m³)	Model Predicted Concentration (µg/m³) Maximum per Category					Concentration Total[1] (µg/m³)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of Limit[3] (%)
								Road Relay km 381	Cree Camp	Valued Area	Traditional Activity	Max			
Thallium (Tl)	7440-28-0	Annual	1st Maximum	0.25	Standard	MELCC	0.005	0.0000022	0.000000132	0.000000582	0.00000327	0.00000327	0.00500	0.1%	2%
Titanium	7440-32-6	24 hours	1st Maximum	2.5	Criterion	MELCC	0	0.157	0.0123	0.0371	0.131	0.157	0.157	100%	6%
Vanadium (V)	7440-62-2	Annual	1st Maximum	1	Standard	MELCC	0.01	0.000445	0.0000237	0.000114	0.000493	0.000493	0.0105	5%	1%
Zinc (Z)	7440-66-6	24 hours	1st Maximum	2.5	Standard	MELCC	0.1	0.00413	0.000324	0.000977	0.0035	0.00413	0.104	4%	4%

Notes:
[1]The modeled total concentration is the sum of the modeled maximum concentration and the initial concentration.
[2]The project contribution is the maximum modeled concentration divided by the total concentration, as a percentage.
[3]The percentage of the limit value is the total concentration divided by the limit value, as a percentage.
[4]The 3-year average of the annual 98th percentile of the daily 24-hour average concentrations
[5]The 3-year average of the annual average concentrations
[6]The 3-year average of the annual 98th percentile of the NO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
[7]The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour NO_2 concentrations
[8]Based on the initial 4-minute concentration converted for a period of 1 hour using the conversion formula ($C(T) = C_{MAX-H} \times 0.97\ T^{-0.25}$)
[9]The 3-year average of the annual 99th percentile of the SO_2 daily maximum 1-hour average concentrations
[10]The arithmetic average over single calendar year of all 1-hour SO_2 concentrations

Table 23 Modeled Particulate Deposition Results in the Application Domain during Operation

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Threshold (g/m²)	Deposition Initial (g/m²)	Authorization	Model Predicted Deposition (Domain Application) (g/m²) Maximum per Meteorological Year						Total Modeled Deposition[1] (g/m²)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of the Limit[3] (%)
							Y1	Y2	Y3	Y4	Y5	Max			
Total Particulate Deposition	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	0	CEAA	19.8	15.9	17.9	18.2	18.3	19.8	19.8	100%	-
Total Particulate Deposition	N/A-4	Monthly	1st Maximum	-	-	CEEA	4.82	4.61	3.73	4.25	2.99	4.82	4.82	100%	-

Notes:
"-"indicates that the value is not available
[1]The modeled total deposition is the sum of the modeled maximum deposition and the initial deposition.
[2]The project contribution is the maximum modeled deposition divided by the total deposition, as a percentage.
[3]The percentage of the limit value is the total deposition divided by the limit value, as a percentage.

Table 24 Modeled Particulate Deposition Results at Sensitive Receptors during Operation

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Threshold (g/m²)	Deposition Initial (g/m²)	Authorization	Model Predicted Deposition (Sensitive Receptors) (g/m²) Maximum per Category					Total Modeled Deposition[1] (g/m²)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of the Limit[3] (%)
							Road Relay km 381	Cree Camp	Valued Area	Traditional Activity	Max.			
Total Particulate Deposition	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	0	CEAA	8.18	0.470	2.94	12.3	12.3	12.3	100%	-
Total Particulate Deposition	N/A-4	Monthly	1st Maximum	-	-	CEEA	1.62	0.0991	0.633	2.49	2.49	2.49	100%	-

Notes:
[1]The modeled total deposition is the sum of the modeled maximum deposition and the initial deposition.
[2]The project contribution is the maximum modeled deposition divided by the total deposition, as a percentage.
[3]The percentage of the limit value is the total deposition divided by the limit value, as a percentage.

Since the completion of the dispersion modelling conducted to support the initial ESIA (WSP 2018), there were several changes to the Project through the Value Engineering Phase (GMS 2020) and the addition of dust control techniques, as presented in Section 2.1 1 and in the DEMP (Appendix E). These changes were applied to improved efficiency and reduce emissions. The following table, Table 25, presents the maximum concentration results outside of the application boundary limit for this study compared to those from the initial ESIA modelling study (WSP 2018).

The particulates (TPM, PM_{10}, and $PM_{2.5}$) saw a decrease in predicted total concentrations in this assessment compared to the initial ESIA modelling (WSP). This can be attributed to the changes implemented during the Value Engineering Phase (GMS 2020) and the DEMP (Appendix E), both of which reduced particulate emissions.

The predicted total concentrations of most metals decreased since the initial ESIA modelling (WSP 2018). Fugitive metal emissions were speciated from particulates (as discussed in Section 4.2.9). As particulate emissions decreased due to increased controls and efficiency, there was a direct decrease in fugitive metal emissions. The metals arsenic and chromium saw an increase in predicted total concentrations since the initial ESIA modelling (WSP 2018). This is due to an increase in emissions due to the inclusion of these species in the mobile exhaust combustion which were not formerly modelled in the initial ESIA modelling (WSP 2018).

Similarly, there is a large difference between predicted total concentrations of CO, NO_2 and SO_2 for averaging periods of 24-hour and lower between the current study and the initial ESIA modelling (WSP 2018). As explained in the construction phase results (Section 6.1), the main difference in these predicted concentrations can be attributed to different air dispersion modelling parameters (e.g., release height, sigma-y and sigma-z values) being used for blasting. Although both assessments used the same emission factors from the Australian NPI (2016), this assessment relied on updated blasting parameters recommended during the Value Engineering Phase (GMS 2020).

The sources of VOC emissions and associated emission rates remained relatively consistent between the current assessment and the initial ESIA modelling assessment (WSP 2018), however, the predicted VOC concentration is higher (195%) in the current assessment compared to the former. This change is likely due to the relocation of the accommodations camp. The relocation of the accommodations camp places it closer to the eastern application boundary limit than previously. As the prevailing wind is blowing from the west, this causes a higher concentration at the eastern limit.



Table 25 Dispersion Modelling Operations Results Comparison with Former ESIA Modelling

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Limit (µg/m³)	Initial Concentration (µg/m³)	Current Study		WSP 2018		Percent Change
						Concentration Total[1] (µg/m³)	Percentage of Limit[2] (%)	Concentration Total[1] (µg/m³)	Percentage of Limit[2] (%)	
Total Suspended Particulate (TPM)	N/A-1	24 hours	1st Maximum	120	40	121	101%	216	180%	-44%
Particulate Matter < 10 µm (PM_{10})	N/A-2	24 hours	99th Percentile	50	21.8	32.3	65%	74.9	150%	-57%
		Annual	1st Maximum	20	5.5	8.18	41%	14.7	74%	-44%
Fine particulate matter ($PM_{2.5}$)	N/A-3	24 hours	1st Maximum	30	15	20.9	70%	30.5	102%	-31%
		24 hours	98th Percentile[3]	27	15	18.4	68%	23.1	86%	-20%
		Annual	1st Maximum[4]	8.8	4.5	5.54	63%	6.41	73%	-14%
Nitrogen dioxide (NO_2) (from OLM)	10102-44-0	1 hour	1st Maximum	414	50	401	97%	409	99%	-2%
		24 hours	1st Maximum	207	30	103	50%	157	76%	-34%
		Annual	1st Maximum	103	10	19.7	19%	16.00	16%	23%
Sulphur dioxide (SO_2)	7446-09-5	4 min	1st Maximum	1,310	40	56.4	4%	111	8%	-49%
		4 min	99.5th Percentile[5]	1,050	40	41.1	4%	46.00	4%	-11%
		1 hour	99th percentile[5]	170.2	21	23.5	14%	32.00	19%	-27%
		24 hours	1st Maximum	288	10	10.4	4%	12.00	4%	-13%
		Annual	1st Maximum	52	2	2.04	4%	2.00	4%	2%
		Annual	1st Maximum[6]	10.5	2	2.04	19%	2.00	19%	2%
Carbon monoxide (CO)	630-08-0	1 hour	1st Maximum	34,000	600	4,200	12%	21,650	64%	-81%
		8 hours	1st Maximum	12,700	400	853	7%	3,409	27%	-75%
Volatile Organic Compounds (VOCs)	N/A-4	Annual	1st Maximum	-	0	0.886	-	0.300	-	195%
Antimony (Sb)	7440-36-0	Annual	1st Maximum	0.17	0.001	0.00101	1%	0.00100	1%	1%
Silver (Ag)	7440-22-4	Annual	1st Maximum	0.23	0.005	0.00501	2%	0.00500	2%	0%
Arsenic (As)	7440-38-2	Annual	1st Maximum	0.003	0.002	0.00262	87%	0.00225	75%	16%
Barium (Ba)	7440-39-3	Annual	1st Maximum	0.05	0.02	0.0242	48%	0.0322	64%	-25%
Beryllium (Be)	7440-41-7	Annual	1st Maximum	0.0004	0	0.000150	38%	0.000158	40%	-5%
Cadmium (Cd)	7440-43-9	Annual	1st Maximum	0.0036	0.0005	0.000507	14%	0.000510	14%	-1%
Total Chromium (hexavalent chromium compounds) (Cr(VI))	18540-29-9	Annual	1st Maximum	0.004	0.002	0.00380	95%	0.00354	89%	7%
Cobalt (Co)	7440-48-4	Annual	1st Maximum	0.1	0	0.000144	0.1%	0.00100	1%	-86%
Copper (Cu)	7440-50-8	24 hours	1st Maximum	2.5	0.2	0.203	8%	0.210	8%	-3%
Manganese (Mn)	7439-96-5	Annual	1st maximum	0.025	0.005	0.00611	24%	0.0190	76%	-68%
Mercury (Hg)	7439-97-6	Annual	1st maximum	0.005	0.002	0.00200	40%	0.00200	40%	0%
Nickel (Ni)	7440-02-0	24 hours	1st maximum	0.014	0.002	0.00313	22%	0.00680	49%	-54%
Lead (Pb)	7439-92-1	Annual	1st maximum	0.1	0.004	0.00410	4%	0.00400	4%	3%
Selenium (Se)	7782-49-2	Annual	1st maximum	2	0.15	0.150	8%	0.170	9%	-12%
Crystalline Silica	14808-60-7	1 hour	1st maximum	23	6	41.20	179%	201	874%	-80%
		Annual	1st maximum	0.07	0.04	0.3050	436%	0.342	489%	-11%
Thallium (Tl)	7440-28-0	Annual	1st maximum	0.25	0.005	0.00501	2%	0.00500	2%	0%
Titanium	7440-32-6	24 hours	1st maximum	2.5	0	0.207	8%	1.46	58%	-86%
Vanadium (V)	7440-62-2	Annual	1st maximum	1	0.01	0.0107	1%	0.0200	2%	-47%
Zinc (Z)	7440-66-6	24 hours	1st maximum	2.5	0.1	0.105	4%	0.130	5%	-19%

Notes:
[1]The modeled total concentration is the sum of the modeled maximum concentration and the initial concentration.
[2]The percentage of the limit value is the total concentration divided by the limit value, as a percentage.
[3]The 3-year average of the annual 98th percentile of the daily 24-hour average concentrations
[4]The 3-year average of the annual average of the daily 24-hour average concentrations
[5]1st maximum 4-minute concentration conservatively compared to the limit
[6]1st maximum annual concentration conservatively compared to the limit

7.0 SUMMARY AND CONCLUSIONS

Stantec conducted dispersion modelling of Galaxy's proposed James Bay lithium mine and processing mill activities to assess the effects on ambient air quality using the US EPA AERMOD dispersion model. This included the assessment of the construction and operation phases. The Project had air dispersion modelling performed as part of their ESIA submitted in 2018 (WSP 2018). However, since the initial ESIA modelling was conducted, several changes to the site layout and operations have been proposed in the Valued Engineering phase of the Project (GMS 2020). This modelling study was performed to incorporate these changes, along with changes that arose from Information Requests received after the 2018 submission of the ESIA. Where applicable, Stantec has applied consistent methodology with the former ESIA modelling (WSP 2018), including for the estimation of emissions and the set-up of modelling parameters.

The assessment was conducted following the "Guide de la modélisation de la dispersion atmosphérique" (GMDA) (MELCC 2005) and the instruction guide "Préparation et réalisation d'une modélisation de la dispersion des émissions atmosphériques – Projets miniers" (MELCC 2017).

The air contaminants of interest include carbon monoxide (CO), nitrogen dioxide (NO_2), sulfur dioxide (SO_2), volatile organic compounds (VOCs), particulate matter (total particulate matter, TPM; particulate matter with an average size of 10 µm, PM_{10}; and particulate matter with an average size of 2.5 µm, $PM_{2.5}$), for construction and operation, and 19 metals for operation. The ambient air quality limits used in the 2018 ESIA and this assessment were from the Quebec ministry of environment and climate change (MELCC 2018), the Canadian Council of Ministers of the Environment (CCME 2021), and the World Health Organization (WHO 2005). The CAAQS are reference values for regional air quality management and are applicable to measured ambient concentrations at human receptor locations away from the industrial facility boundary. The maximum predicted concentrations from the Project are compared to the CAAQS in this context and do not imply compliance at the application boundary limit.

Air dispersion modelling results were presented at locations at and beyond a defined application boundary as well as at several sensitive receptors that fall into the categories of Cree Camp, traditional activity, valued area, and a local truck stop (km 381). The model predicted concentrations for construction phase were below the applicable ambient air quality limits/standards for all species except for the 1-hour NO_2 (CAAQS). The model predicted 1-hour NO_2 concentrations were greater than the 2020 CAAQS by 164% and 234% for 2025 CAAQS. The model predicted 1-hour NO_2 concentrations that were greater than the 2020 and 2025 CAAQS were limited in spatial area and not near sensitive receptors.

For operation phase, the model predicted concentration for all species/averaging period were below the applicable ambient air quality limits/standards except 24-hour TPM, 1-hour NO_2 (CAAQS), 1-hour crystalline silica and annual crystalline silica concentrations. The 24-hour TPM concentration limit was exceeded by 101% at a single location on the application boundary, for one 24-hour period over the 5-years modelled (~0.05% of the time). The model predicted 1-hour NO_2 (CAAQS) concentrations were greater than the CAAQS on the application domain and at the traditional activity sensitive receptors. The maximum 1-hour NO_2 (CAAQS) concentration exceeded the 2020 CAAQS by 196% and 280% for 2025



CAAQS. The 1-hour crystalline silica air quality limit was exceeded by 179% in the application domain (outside the defined application boundary), but not exceeded at any of the sensitive receptors. The annual crystalline silica air quality limit was exceeded by 435% in the application domain (outside of the defined application boundary), by 213% at the km 381 truck stop, and by 261% at location of traditional activity. The model predicted annual crystalline silica concentration was not greater than the standard at a location of Cree Camp or valued area.

As presented in the Dust Emissions Management Plan (provided as Appendix E), Galaxy is committed to implementing an ambient air quality monitoring program to assess the impact of mining activities on local air quality. Galaxy will monitor concentrations of TPM, PM_{10}, $PM_{2.5}$, and select metals, including crystalline silica, to determine compliance with applicable ambient air quality limits. The location of the monitoring station will be submitted to MELCC for approval prior to installation. Its positioning will be nearby the truck stop at km 381, a nearby sensitive receptor in which human exposure may occur. After a year of monitoring results are collected, the frequency and number of contaminants monitored may be adjusted if necessary, under approval by MELCC. Results from the monitoring program will be provided to the MELCC and follow-up actions will be implemented as deemed necessary.

8.0 CLOSING

This report has been prepared by Stantec Consulting Ltd. with the input and assistance of Galaxy for the sole benefit of Galaxy. The report may not be relied upon by any other person, entity, other than for its intended purposes, without the express written consent of Stantec Consulting Ltd. And Galaxy.

This report was undertaken exclusively for the purpose outlined herein and is limited to the scope and purpose specifically expressed in this report. This report cannot be used or applied under any circumstances to another location or situation or for any other purpose without further evaluation of the data and related limitations. Any use of this report by a third party, or any reliance on decisions made based upon it, are the responsibility of such third parties. Stantec accepts no responsibility for damages, if any, suffered by any third party as a result of decisions made or actions taken based on this report. Stantec's limits our liability to the amount of Stantec's fees for undertaking this assessment.

Stantec makes no representation or warranty with respect to this report, other than the work was undertaken by trained professional and technical staff in accordance with generally accepted engineering and scientific practices current at the time the work was performed. Any information or facts provided by others and referred to or used in the preparation of this report should not be construed as legal advice.

This report presents the best professional judgment of Stantec personnel available at the time of its preparation. Stantec reserves the right to modify the contents of this report, in whole or in part, to reflect any new information that becomes available. If any conditions become apparent that differ significantly from our understanding of conditions as presented in this report, we request that we be notified immediately to reassess the conclusions provided herein.

9.0 REFERENCES

Attalla, et al. 2008. NOx Emissions from Blasting Operations in Open-Cut Coal Mining, Atmospheric Environment 42 (2008) 7874–7883.

Australian Government. 2012. Australian NPI Emission estimation technique manual for mining Version 3.1. Available online at: https://www.npi.gov.au/system/files/resources/7e04163a-12ba-6864-d19a-f57d960aae58/files/mining.pdf

Australian Government. 2016. National Pollutant Inventory (NPI) Emission estimation technique manual for explosives detonation and firing ranges Version 3.1. Available online at: http://www.npi.gov.au/system/files/resources/e635847a-22ef-9f74-71ba-c10705d09e59/files/explosives-detonation-and-firing-ranges.pdf

Canadian Councils of Ministers of the Environment (CCME). 2021. Canadian Ambient Air Quality Standards (CAAQS). Available at: https://www.ccme.ca/en/air-quality-report#slide-7

Environment and Climate Change Canada (ECCC). 2013 Sulphur in Diesel Fuel Regulations. Available online at: https://laws-lois.justice.gc.ca/eng/regulations/SOR-2002-254/index.html

Environment and Climate Change Canada (ECCC). 2017. National Pollutant Release Inventory (NPRI) – Pits and Quarries Reporting Guide. Available online at: https://www.canada.ca/en/environment-climate-change/services/national-pollutant-release-inventory/report/pits-quarries-guide.html Galaxy Lithium. 2020. Scope of Work “ESIA Modeling” – James Bay Lithium Mine Project – Request for Proposal.

G Mining Services Inc. (GMS). 2020. Value Engineering Report – James Bay Lithium Mine Project.

Golder Associated. 2012. Final Report Determination of Natural Winter Mitigation of Road Dust Emissions from Mining Operations in Northern Canada.

Government of Quebec. 2019. Règlement sur l’assainissement de l’atmosphère. Available online at: http://legisquebec.gouv.qc.ca/fr/showdoc/cr/q-2,%20r.%204.1

Mojave Desert Air Quality Management District (MDAQMD). 2000. Mineral Handling and Processing Industries. November 1999. Available online at: https://www.mdaqmd.ca.gov/home/showdocument?id=768

Newfoundland and Labrador Department of Environment and Climate change (NL DECC). 2012. Guideline for Plume Dispersion Modelling. Available online at: https://www.gov.nl.ca/ecc/files/env-protection-science-gd-ppd-019-2.pdf

Quebec Ministry of Environment and Climate Change/Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques (MELCC). 2005. Guide de la modélisation de la dispersion atmosphérique. Available at: https://www.environnement.gouv.qc.ca/air/atmosphere/guide-mod-dispersion.pdf



Quebec Ministry of Environment and Climate Change/Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques (MELCC). 2017. Préparation et réalisation d'une modélisation de la dispersion des émissions atmosphériques – Projets miniers. Available at: https://www.environnement.gouv.qc.ca/air/criteres/secteur_minier.pdf

Quebec Ministry of Environment and Climate Change/Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques (MELCC). 2018. Quebec air quality standards and criteria/Normes et critères Québécois de qualité de l'atmosphère, version 6 (NCQQA, v6). Available at: https://www.environnement.gouv.qc.ca/air/criteres/index-en.htm

Schulman, L.L., D.G. Strimaitis and J.S. Scire. 1998. Development and Evaluation of the PRIME Plume Rise and building Downwash Model. Submitted to Journal of the Air & Waste Management Association (draft).

SGS Canada Inc. (SGS). 2018. Certificate of Analysis. LR Report CA02217-AUG18, August 7, 2018.

Techni-Lab Abitibi Inc. (Actlabs.) 2017. Certificate of Analysis. November 20, 2017. Report A17-13205.

United States Environmental Protection Agency (US EPA). 1995. AP-42 Appendix B.2 – Generalized Particle Distributions. Available online at: https://www3.epa.gov/ttnchie1/ap42/appendix/appb-2.pdf

United States Environmental Protection Agency (US EPA). 1998. AP-42 Emission Factors Chapter 11.9 Western Surface Coal Mining. October 1998. Available online at: https://www3.epa.gov/ttn/chief/ap42/ch11/final/c11s09.pdf

United States Environmental Protection Agency (US EPA). 2004a. AP-42 Emission Factors Chapter 11.19.2 Crushed Stone Processing and Pulverized Mineral Processing. August 2004. Available online at: https://www3.epa.gov/ttnchie1/ap42/ch11/final/c11s1902.pdf

US EPA. 2004b. User's Guide for the AMS/EPA Regulatory Model AERMOD. Research Triangle Park, North Carolina

United States Environmental Protection Agency (US EPA). 2005. Guideline on Air Quality Models, 40 CFR Part 51, Appendix W.

United States Environmental Prontectio Agency (US EPA). 2006a. AP-42 Emission Factors Chapter 13.2.2 Unpaved Roads. November 2006. Available online at: https://www3.epa.gov/ttn/chief/ap42/ch13/final/c13s0202.pdf

United States Environmental Protection Agency (US EPA). 2006b. AP-42 Emission Factors Chapter 13.2.4 Aggregate Handling and Storage Piles. November 2006. Available online at: https://www3.epa.gov/ttn/chief/ap42/ch13/final/c13s0204.pdf

United States Environmental Protection Agency (US EPA). 2008. AP-42 Emission Factors Chapter 1.5 Liquified Petroleum Gas Combustion. July 2008. Available online at: https://www3.epa.gov/ttnchie1/ap42/ch01/final/c01s05.pdf



United States Environmental Protection Agency (US EPA). 2010a. Exhaust and Crankcase Emission Factors for Nonroad Engine Modeling Compression-Ignition. Available online at: https://nepis.epa.gov/Exe/ZyPDF.cgi/P10081UI.PDF?Dockey=P10081UI.PDF

United States Environmental Protection Agency (US EPA). 2010b. Conversion Factors for Hydrocarbon Emission Components (NR-002d). Available online at: https://nepis.epa.gov/Exe/ZyPDF.cgi/P10081RP.PDF?Dockey=P10081RP.PDF

United States Environmental Protection Agency (US EPA). 2016. Light-Duty Vehicles and Light-Duty Trucks: Clean Fuel Fleet Exhaust Emission Standards. Available online at: https://nepis.epa.gov/Exe/ZyPDF.cgi?Dockey=P100O9ZJ.pdf

United States Environmental Protection Agency (US EPA). 2018. Speciation Profiles and Toxic Emission Factors for Nonroad Engines in MOVES2014b. Available online at: https://permanent.fdlp.gov/gpo128806/ZyPDF.pdf

World Health Organization (WHO). 2005. Air quality guidelines. Available online at: https://www.who.int/airpollution/publications/aqg2005/en/#:~:text=WHO%20Air%20Quality%20Guidelines%20(AQG,they%20were%20revised%20in%201997.

WSP Global Inc. 2018. Mine de lithium Baie-James étude de modélisation de la dispersion atmosphérique. September 2018.

WSP Global Inc. 2020. AD2-D-60/140-1. Technical Note: Mine de lithium Baie-James - Galaxy Lithium – Questions de l'ACÉE (ACÉE-QC60 et 104) – Modélisation du transport de la route de la Baie-James.

APPENDIX A

Emission Source Parameters and Emission Rates

Construction Source Parameters and Emission Rates

Table A.1.1 Source Parameters for Propane Stacks during Construction

Source ID	Description	Source Type	Release Orientation	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Temperature (K)	Exit Velocity (m/s)	Release Diameter (m)	Operational Hours per day
PT34	Construction camp dorm 1	Point	Vertical	359131.7	5790347.1	3.6	303.2	5.1	0.13	24
PT35	Construction camp dorm 2	Point	Vertical	359121.4	5790362.8	3.6	303.2	5.1	0.13	24
PT36	Operations camp dorm 1	Point	Vertical	359109.8	5790378.4	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT37	Operation camp dorm 2	Point	Vertical	359099.3	5790393.8	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT38	Operation camp dorm 3	Point	Vertical	359087.9	5790409.5	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT39	Operation camp dorm 4	Point	Vertical	359078.4	5790426.7	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT40	Operation camp dorm 5	Point	Vertical	359067.7	5790442.0	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT41	Camp cafeteria	Point	Vertical	359032.6	5790451.2	3.6	303.2	5.1	0.26	24
PT42	Construction camp offices	Point	Vertical	358994.2	5790426.0	3.6	303.2	5.1	0.04	24
PT43	Construction camp laundry	Point	Vertical	359062.5	5790389.9	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT44	Construction camp medical	Point	Vertical	359020.0	5790429.9	3.6	303.2	5.1	0.04	24

Table A.1.2 Emission Rates for Propane Stacks during Construction

Source ID	Description	Emission Rate (g/s)						
		TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	SO_2	NOx	CO	VOCs
PT34	Construction camp dorm 1	1.00E-03	1.00E-03	1.00E-03	7.83E-05	1.86E-02	1.08E-02	1.43E-03
PT35	Construction camp dorm 2	1.00E-03	1.00E-03	1.00E-03	7.83E-05	1.86E-02	1.08E-02	1.43E-03
PT36	Operations camp dorm 1	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT37	Operation camp dorm 2	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT38	Operation camp dorm 3	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT39	Operation camp dorm 4	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT40	Operation camp dorm 5	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT41	Camp cafeteria	4.01E-03	4.01E-03	4.01E-03	3.13E-04	7.45E-02	4.30E-02	5.73E-03
PT42	Construction camp offices	1.17E-04	1.17E-04	1.17E-04	9.11E-06	2.17E-03	1.25E-03	1.67E-04
PT43	Construction camp laundry	1.35E-03	1.35E-03	1.35E-03	1.06E-04	2.51E-02	1.45E-02	1.93E-03
PT44	Construction camp medical	9.33E-05	9.33E-05	9.33E-05	7.29E-06	1.73E-03	1.00E-03	1.33E-04

Table A.1.3 Source Parameters for Road Sources during Construction

Source ID	Description	Source Type	Total Length of Route Modelled (m)	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Operational Hours per day
CP1B2S	Center Pit Phase 1 (CP1) – Bench to Surface	Line-Volume	1170	Various – Refer to Figure B2-1		4.25	24.2	3.95	10
S2ORE	CP1 – Surface to Ore	Line-Volume	1685	Various – Refer to Figure B2-1		4.25	24.2	3.95	10
CP12EWR	CP1 – Surface to East Waste Rock	Line-Volume	1620	Various – Refer to Figure B2-1		4.25	24.2	3.95	10

Table A.1.4 Emission Rates for Unpaved Road Sources during Construction

Source ID	Description	Emission Rate Total (g/s)[1]					
		Summer[2]			Winter[2]		
		TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$
CP1B2S	Center Pit Phase 1 (CP1) – Bench to Surface	7.591	1.625	0.161	1.898	0.406	0.040
S2ORE	CP1 – Surface to Ore	0.925	0.198	0.020	0.231	0.049	0.005
CP12EWR	CP1 – Surface to East Waste Rock	10.151	2.173	0.216	2.538	0.543	0.054

Notes:
[1] Total emission rate presented only includes the fugitive road dust emissions. The modelled roads were the sum of fugitive road dust and exhaust particulates (presented in Table A.1.10)
[2] Control efficiency of 80% applied in the summer, control efficiency of 95% applied in the winter

Table A.1.5 Source Parameters and Emission Rates of Material Handling Sources during Construction

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Emission Rate (g/s)[1]			Operational Hours per Day
								TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
UNLDROCK	Unloading of rock at ore location	Volume	358553.4	5790082.1	5	1.395	4.651	0.98	0.46	0.07	10
UNLDEWR	Unloading of waste at east dump	Volume	358823.3	5789556.7	5	1.395	4.651	2.95	1.39	0.21	10
UNLDSAND	Unloading of sand at ore location	Volume	358553.4	5790081.7	5	1.395	4.651	0.63	0.30	0.05	10
LDRKCP1B	Loading of rock at the central pit 1 bench	Volume	357809.7	5789557.7	5	1.395	1.395	0.98	0.46	0.07	10
LDSDCP1B	Loading of sand at the central pit 1 bench	Volume	357809.7	5789557.7	5	1.395	1.395	2.95	1.39	0.21	10
LDWRCP1B	Loading of waste rock at the central pit 1 bench	Volume	357809.7	5789557.7	5	1.395	1.395	0.63	0.30	0.05	10
LDCP	Loading at concrete plant	Volume	358562.5	5790139.4	5	1.395	1.395	0.058	0.027	0.004	10

[1] The emission rates presented correspond to the maximum wind speed (13.7 m/s). Material handling sources were modelled using hourly emission rate files corresponding to the hourly wind speeds.

Table A.1.6 Source Parameters and Emission Rates of Mobile Crushing and Screening Operations during Construction

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Emission Rate (g/s)			Operational Hours per Day
								TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
CRUSH1	Crushing Unit 1	Volume	358480.7	5789962.0	2.4	1.72	2.23	0.093	0.042	0.008	10
CRUSH2	Crushing Unit 2	Volume	358488.0	5789953.0	2.4	1.72	2.23	0.093	0.042	0.008	10
SCREEN1	Screening Unit 1	Volume	358498.7	5789971.3	2.4	1.84	2.23	0.170	0.057	0.004	10
SCREEN2	Screening Unit 2	Volume	358506.5	5789962.0	2.4	1.84	2.23	0.170	0.057	0.004	10

Table A.1.7 Source Parameters and Emission Rates of Bulldozing during Construction

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Emission Rate (g/s)			Operational Hours per Day
								TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
TRDOZ1	Track dozer 1	Volume	358367.1	5789958.1	2	0.814	1.86	0.098	0.014	0.010	10
WHDOZ1	Wheel dozer 1	Volume	358587.3	5790013.0	2	1.16	1.86	0.098	0.014	0.010	10
TRDOZ2	Track dozer 2	Volume	358400.3	5789926.6	2	0.814	1.86	0.098	0.014	0.010	10

Table A.1.8 Source Parameters and Emission Rates for Blasting during Construction

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Hourly Emission Rate (g/s)[1]						Operational Hours per Day[2]
								TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	CO	NOx	SO_2	
BLSTANFO	ANFO explosive (winter)	Volume	357756.3	5789594.7	5	15.81	4.651	19.16	9.96	0.57	389.7	91.70	0.69	1
BLSTANEM	AN emulsion explosive (summer)	Volume	357756.3	5789594.7	5	15.81	4.651	19.16	9.96	0.575	26.4	2.29	0.69	1

[1] Annual emission rates were scaled from hourly emission rates based on the number of blasts per week as a blast was modelled at 6:00 PM on Monday, Wednesday and Friday
[2] Assumed the blast detonation emissions last one hour

Table A.1.9 Source Parameters and Emission Rates for Drilling during Construction

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Emission Rate (g/s)			Operational Hours per Day
								TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
PRDDRIL1	Production drill 1	Volume	357751.9	5789607.2	2.5	1.16279	2.32558	0.013	0.0067	0.0019	10
PREDRILL	Predrill 1	Volume	357737.4	5789592.7	2.5	1.16279	2.32558	0.013	0.0067	0.0019	10

Table A.1.10 Source Parameters and Emission Rates for Equipment Combustion Exhaust during Construction

Source ID	Description	Source Type	Release Orientation	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Temp. (K)	Exit Velocity (m/s)	Release Diameter (m)	Hourly Emission Rate (g/s)							Operational Hours per day
										TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	CO	NOx	SO_2	VOCs	
Haul Truck[1]	Haul truck exhaust (per unit)	Modelled with Roads								1.53E-02	1.53E-02	1.48E-02	1.32E-01	3.62E-01	7.32E-04	4.57E-02	10
CRUSH1X	Mobile crusher 1 exhaust	Point	Vertical	358480.8	5789962.3	4.2	845.2	25	0.21	1.10E-02	1.10E-02	1.06E-02	4.81E-02	1.25E-01	2.42E-04	8.95E-03	10
CPLDEX	Concrete plant loader exhaust	Point	Vertical	358562.2	5790139.7	3.9	756.5	15.7	0.28	1.83E-02	1.83E-02	1.77E-02	9.95E-02	1.76E-01	3.30E-04	1.27E-02	10
CRUSH2X	Mobile crusher 2 exhaust	Point	Vertical	358487.8	5789953.2	4.2	845.2	25	0.21	1.10E-02	1.10E-02	1.06E-02	4.81E-02	1.25E-01	2.42E-04	8.95E-03	10
SCRN1X	Mobile screen 1 exhaust	Point	Horizontal	358498.7	5789971.5	3.4	716.2	25	0.21	5.94E-03	5.94E-03	5.76E-03	2.31E-02	6.77E-02	1.31E-04	5.34E-03	10
SCRN2X	Mobile screen 2 exhaust	Point	Horizontal	358506.5	5789961.8	3.4	716.2	25	0.21	5.94E-03	5.94E-03	5.76E-03	2.31E-02	6.77E-02	1.31E-04	5.34E-03	10
TRDOZ1X	Track dozer 1 exhaust	Point	Vertical	358367.0	5789958.0	3.4	678.7	25	0.21	2.35E-02	2.35E-02	2.28E-02	1.07E-01	1.89E-01	3.52E-04	1.37E-02	10
TRDOZ2X	Track dozer 2 exhaust	Point	Vertical	358400.2	5789926.5	3.4	678.7	25	0.21	2.35E-02	2.35E-02	2.28E-02	1.07E-01	1.89E-01	3.52E-04	1.37E-02	10
WHDZ1X	Wheel dozer exhaust	Point	Vertical	358587.1	5790013.1	4.8	723.15	25	0.4	2.64E-02	2.64E-02	2.56E-02	1.21E-01	2.13E-01	3.96E-04	1.54E-02	10
PRODRILX	Production drill 1 exhaust	Point	Vertical	357737.6	5789592.7	2.8	755.4	25	0.31	8.58E-03	8.58E-03	8.32E-03	3.76E-02	9.78E-02	1.89E-04	7.01E-03	10
PREDRLX	Predrill 1 exhaust	Point	Vertical	357752.0	5789607.4	2.8	755.4	25	0.31	8.58E-03	8.58E-03	8.32E-03	3.76E-02	9.78E-02	1.89E-04	7.01E-03	10
WHLDR1X	Wheel loader 1 exhaust	Point	Vertical	357809.7	5789557.8	3.5	755.4	11.9	0.2	5.55E-04	5.55E-04	5.39E-04	3.54E-03	1.03E-01	2.00E-04	5.82E-03	10
G100EXH1	Generator 100 kw	Point	Horizontal	358575.2	5790108.8	1.5	755.4	25	0.1	3.44E-02	3.44E-02	3.34E-02	1.26E-01	3.19E-01	6.17E-04	2.51E-02	10
G500EXH	500 kw exhaust	Point	Horizontal	358589.6	5790088.1	1.7	788.2	25	0.2	1.07E-01	1.07E-01	1.04E-01	9.67E-01	1.60E+00	3.09E-03	1.14E-01	10
TRCKEXH	Router truck exhaust	Point	Vertical	358562.2	5790139.7	3	755.4	33.9	0.11	1.05E-03	1.05E-03	1.02E-03	7.53E-03	1.96E-01	2.72E-04	1.11E-02	10
GRDR1X	Mobile grader exhaust	Point	Vertical	358655.5	5790138.9	3.3	723.15	25	0.3	1.56E-02	1.56E-02	1.52E-02	6.34E-02	1.26E-01	2.35E-04	1.00E-02	10

[1] Haul road exhaust emissions have been modelled with the haul road routes

Table A.1.11 Source Parameters and Emission Rates for Storage Piles during Construction

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Source Surface Area (m^2)	Emission Rate (g/s)[1]			Operational Hours per Day[1]
							TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
WESTWR	Stripped surface of the west waste rock pile	Area	Various – Refer to Figure B2-1		10	299,050	8.52E-01	4.26E-01	1.70E-01	Dependent on Windspeed
EASTWR	East waste rock pile (in-use)	Area	Various – Refer to Figure B2-1		40	365,537	5.14E-01	2.57E-01	1.03E-01	Dependent on Windspeed
CRSHROCK	crushed rock	Area	Various – Refer to Figure B2-1		1.4	28,500	3.41E+01	1.71E+01	6.82E+00	Dependent on Windspeed
CRSHSAND	crushed sand stockpile	Area	Various – Refer to Figure B2-1		1.4	13,000	1.11E+01	5.56E+00	2.22E+00	Dependent on Windspeed

[1]The emission rate is zero when the wind speed is less than 19.3 km/h

Table A.1.12 Source Parameters and Emission Rates for Dust Collectors during Construction

Source ID	Description	Source Type	Release Orientation	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Temperature (K)	Exit Velocity (m/s)	Release Diameter (m)	Hourly Emission Rate (g/s)			Operational Hours per day
										TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
CPDC	Concrete plant dust collector	Point	Vertical	358484.1	5789991.3	5	Ambient	15	0.7	1.84E-01	1.39E-01	6.39E-02	10

Operation Phase Source Parameters and Emission Rates

Table A.2.1 Source Parameters for Propane Stacks during Operation

Source ID	Description	Source Type	Release Orientation	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Temperature (K)	Exit Velocity (m/s)	Release Diameter (m)	Operational Hours per day
PT20	Auxiliary heating of the crushing building	Point	Vertical	358650.9	5790082.3	16	303.2	5.1	0.23	24
PT21	Crushing building ventilation	Point	Vertical	358619.0	5790135.0	16	293.2	5.1	1.43	24
PT22	Auxiliary heating of the screening building	Point	Vertical	358633.2	5790104.4	14	303.2	5.1	0.17	24
PT23	Screening building ventilation	Point	Vertical	358635.0	5790105.9	14	293.2	5.1	1.43	24
PT24A	Auxiliary heating of the SMD building	Point	Vertical	358840.9	5790258.8	26	303.2	5.1	0.8	24
PT24B	Auxiliary heating of the SMD building	Point	Vertical	358809.7	5790240.7	26	303.2	5.1	0.8	24
PT24C	Auxiliary heating of the SMD building	Point	Vertical	358825.2	5790218.8	26	303.2	5.1	0.8	24
PT24D	Auxiliary heating of the SMD building	Point	Vertical	358853.3	5790240.5	26	303.2	5.1	0.8	24
PT25	SMD building ventilation	Point	Vertical	358805.0	5790246.2	26	293.2	5.1	1.43	24
PT26	Auxiliary heating of the concentrates building	Point	Vertical	358823.9	5790317.7	16	303.2	5.1	0.21	24
PT27	Auxiliary heating of the tailings building	Point	Vertical	358791.6	5790296.3	26	303.2	5.1	0.17	24
PT28	Auxiliary warehouse heating	Point	Vertical	358849.5	5790188.7	16	303.2	5.1	0.23	24
PT29	Warehouse building ventilation	Point	Vertical	358852.8	5790190.9	16	293.2	5.1	1.43	24
PT30	Auxiliary heating of the workshop building	Point	Vertical	358871.5	5790202.8	16	303.2	5.1	0.17	24
PT31	Workshop building ventilation	Point	Vertical	358868.3	5790200.6	16	293.2	5.1	1.43	24
PT32A	Auxiliary heating of the mining services building	Point	Vertical	358775.1	5790260.2	14	303.2	5.1	0.21	24
PT32B	Auxiliary heating of the mining services building	Point	Vertical	358761.1	5790252.1	14	303.2	5.1	0.21	24
PT32C	Auxiliary heating of the mining services building	Point	Vertical	358744.9	5790242.6	14	303.2	5.1	0.21	24
PT32D	Auxiliary heating of the mining services building	Point	Vertical	358723.3	5790228.6	14	303.2	5.1	0.21	24
PT33	Mining services building ventilation	Point	Vertical	358717.4	5790226.1	14	293.2	5.1	1.43	24
PT34	Construction camp dorm 1	Point	Vertical	359131.7	5790347.1	3.6	303.2	5.1	0.13	24
PT35	Construction camp dorm 2	Point	Vertical	359121.4	5790362.8	3.6	303.2	5.1	0.13	24
PT36	Operations camp dorm 1	Point	Vertical	359109.8	5790378.4	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT37	Operation camp dorm 2	Point	Vertical	359099.3	5790393.8	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT38	Operation camp dorm 3	Point	Vertical	359087.9	5790409.5	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT39	Operation camp dorm 4	Point	Vertical	359078.4	5790426.7	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT40	Operation camp dorm 5	Point	Vertical	359067.7	5790442.0	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT41	Camp cafeteria	Point	Vertical	359032.6	5790451.2	3.6	303.2	5.1	0.26	24
PT42	Construction camp offices	Point	Vertical	358994.2	5790426.0	3.6	303.2	5.1	0.04	24
PT43	Construction camp laundry	Point	Vertical	359062.5	5790389.9	3.6	303.2	5.1	0.15	24
PT44	Construction camp medical	Point	Vertical	359020.0	5790429.9	3.6	303.2	5.1	0.04	24
PT45	Admin Building	Point	Vertical	358890.5	5790231.5	3	303.2	5.1	0.09	24
PT46	Lab	Point	Vertical	358904.1	5790216.5	3	303.2	5.1	0.09	24

Table A.2.2 Emission Rates for Propane Sources During Operation

Source ID	Description	Emission Rate (g/s)						
		TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	SO_2	NOx	CO	VOCs
PT20	Auxiliary heating of the crushing building	3.08E-03	3.08E-03	3.08E-03	2.40E-04	5.72E-02	3.30E-02	4.40E-03
PT21	Crushing building ventilation	1.17E-03	1.17E-03	1.17E-03	9.11E-05	2.17E-02	1.25E-02	1.67E-03
PT22	Auxiliary heating of the screening building	1.73E-03	1.73E-03	1.73E-03	1.35E-04	3.21E-02	1.85E-02	2.47E-03
PT23	Screening building ventilation	4.67E-04	4.67E-04	4.67E-04	3.64E-05	8.67E-03	5.00E-03	6.67E-04
PT24A,B,C,D	Auxiliary heating of the SMD building	3.76E-02	3.76E-02	3.76E-02	2.94E-03	6.99E-01	4.03E-01	5.38E-02
PT25	SMD building ventilation	3.48E-03	3.48E-03	3.48E-03	2.71E-04	6.46E-02	3.73E-02	4.97E-03
PT26	Auxiliary heating of the concentrates building	2.64E-03	2.64E-03	2.64E-03	2.06E-04	4.90E-02	2.83E-02	3.77E-03
PT27	Auxiliary heating of the tailings building	1.73E-03	1.73E-03	1.73E-03	1.35E-04	3.21E-02	1.85E-02	2.47E-03
PT28	Auxiliary warehouse heating	3.08E-03	3.08E-03	3.08E-03	2.40E-04	5.72E-02	3.30E-02	4.40E-03
PT29	Warehouse building ventilation	7.00E-04	7.00E-04	7.00E-04	5.47E-05	1.30E-02	7.50E-03	1.00E-03
PT30	Auxiliary heating of the workshop building	1.73E-03	1.73E-03	1.73E-03	1.35E-04	3.21E-02	1.85E-02	2.47E-03
PT31	Workshop building ventilation	2.33E-04	2.33E-04	2.33E-04	1.82E-05	4.33E-03	2.50E-03	3.33E-04
PT32A,B,C,D	Auxiliary heating of the mining services building	2.64E-03	2.64E-03	2.64E-03	2.06E-04	4.90E-02	2.83E-02	3.77E-03
PT33	Mining services building ventilation	2.54E-03	2.54E-03	2.54E-03	1.99E-04	4.72E-02	2.73E-02	3.63E-03
PT34	Construction camp dorm 1	1.00E-03	1.00E-03	1.00E-03	7.83E-05	1.86E-02	1.08E-02	1.43E-03
PT35	Construction camp dorm 2	1.00E-03	1.00E-03	1.00E-03	7.83E-05	1.86E-02	1.08E-02	1.43E-03
PT36	Operations camp dorm 1	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT37	Operation camp dorm 2	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT38	Operation camp dorm 3	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT39	Operation camp dorm 4	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT40	Operation camp dorm 5	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
PT41	Camp cafeteria	4.01E-03	4.01E-03	4.01E-03	3.13E-04	7.45E-02	4.30E-02	5.73E-03
PT42	Construction camp offices	1.17E-04	1.17E-04	1.17E-04	9.11E-06	2.17E-03	1.25E-03	1.67E-04
PT43	Construction camp laundry	1.35E-03	1.35E-03	1.35E-03	1.06E-04	2.51E-02	1.45E-02	1.93E-03
PT44	Construction camp medical	9.33E-05	9.33E-05	9.33E-05	7.29E-06	1.73E-03	1.00E-03	1.33E-04
PT45	Admin Building	5.13E-04	5.13E-04	5.13E-04	4.01E-05	9.53E-03	5.50E-03	7.33E-04
PT46	Lab	4.43E-04	4.43E-04	4.43E-04	3.46E-05	8.23E-03	4.75E-03	6.33E-04

Table A.2.3 Source Parameters and Emission Rates for Dust Collectors During Operation

Source ID	Description	Source Type	Release Orientation	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Temperature (K)	Exit Velocity (m/s)	Release Diameter (m)	Hourly Emission Rate (g/s)			Operational Hours per day
										TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
PT01	Primary crusher dust collector	Point	Vertical	358623.0	5790132.4	6	Ambient	17.8	0.81	1.81E-01	1.71E-01	9.03E-02	24
PT02	Screen dust collector	Point	Vertical	358630.6	5790102.5	6	Point	17.8	0.55	8.60E-02	8.14E-02	4.29E-02	24
PT03	Feed tunnel dust collector	Point	Vertical	358737.9	5790178.7	6	Point	17.8	0.26	1.94E-02	1.84E-02	9.69E-03	24

Table A.2.4 Source Parameters for Routes During Operation

Source ID	Description	Source Type	Total Length of Route Modelled (m)	X-Coordinate (m) / Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Operational Hours per day
CP4B2S	Center Pit Phase 4 (CP4) bench to surface	Line-Volume	3027	Various – Refer to Figure B3-1	4.25	24.2	3.95	24
CP4S2ORE	CP4 surface to ore	Line-Volume	939	Various – Refer to Figure B3-1	4.25	24.2	3.95	24
CP4S2EWE	CP4 surface to east dump extension	Line-Volume	2031	Various – Refer to Figure B3-1	4.25	24.2	3.95	24
EP1B2S	East Pit Phase 1 (EP1) bench to surface	Line-Volume	705	Various – Refer to Figure B3-1	4.25	24.2	3.95	24
EP1S2ORE	EP1 surface to ore	Line-Volume	1980	Various – Refer to Figure B3-1	4.25	24.2	3.95	24
EP1S2EWE	EP1 surface to east waste rock extension	Line-Volume	1758	Various – Refer to Figure B3-1	4.25	24.2	3.95	24
TAIL2EWE	Tailings to east waste dump extensions	Line-Volume	2221	Various – Refer to Figure B3-1	4.25	24.2	3.95	24
SHIPPING	On-site shipping route	Line-Volume	436	Various – Refer to Figure B3-1	4.76	14.88	2.21	12

Table A.2.5 Emission Rates for Unpaved Road Sources During Operation

Source ID	Description	Emission Rate Total (g/s)[1]					
		Summer[2]			Winter[2]		
		TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$
CP4B2S	Center Pit Phase 4 (CP4) bench to surface	9.84	2.11	0.21	2.46	0.53	0.05
CP4S2ORE	CP4 surface to ore	0.67	0.14	0.01	0.17	0.04	0.00
CP4S2EWE	CP4 surface to east dump extension	5.93	1.27	0.13	1.48	0.32	0.03
EP1B2S	East Pit Phase 1 (EP1) bench to surface	0.52	0.11	0.01	0.13	0.03	0.003
EP1S2ORE	EP1 surface to ore	0.58	0.12	0.01	0.14	0.03	0.003
EP1S2EWE	EP1 surface to east waste rock extension	0.95	0.2	0.02	0.24	0.05	0.01
TAIL2EWE	Tailings to east waste dump extensions	1.16	0.25	0.02	0.29	0.06	0.01
SHIPPING	On-site shipping route	0.38	0.081	0.0081	0.095	0.020	0.0020

Notes:
[1] Total emission rate presented only includes the fugitive road dust emissions. The modelled routes were the sum of fugitive road dust and exhaust particulates (presented in Table A.2.10)
[2] Control efficiency applied in the summer of 80%, control efficiency applied in the winter of 95%

Table A.2.6 Source Parameters and Emission Rates for Material Handling Sources During Operation

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Emission Rate (g/s)[1]			Operational Hours per Day
								TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
UNLDROCK	Unloading of rock at ore location	Volume	358553.4	5790082.1	5	1.395	4.651	1.97	0.93	0.141	24
UNLDWR	Unloading of waste at east dump	Volume	359149.6	5789403.0	5	1.395	4.651	1.97	0.93	0.14	24
LDRKCP4B	Loading of rock at the central pit 4 bench	Volume	357761.6	5789660.1	5	1.395	1.395	1.97	0.930	0.14	24
LDRES	Loadout of residue (tailings)	Volume	358766.7	5790309.7	2.4	1.395	1.395	0.06	0.0283	0.004	24
LDCONC	Loading of concentrate product	Volume	358808.7	5790329.1	5	1.395	4.651	0.29	1.39E-01	2.11E-02	24
UNLDTAIL	Unloading of tailings residue at east dump	Volume	359149.3	5789404.6	5	1.163	2.326	0.06	2.83E-02	4.29E-03	24

[1] The emission rates presented correspond to the maximum wind speed (13.7 m/s). Material handling sources were modelled using hourly emission rate files corresponding to the hourly wind speeds.

Table A.2.7 Source Parameters and Emission Rates for Bulldozing During Operation

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Emission Rate (g/s)			Operational Hours per Day
								TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
TRDOZ1	Track dozer 1	Volume	359149.6	5789376.2	2	0.814	1.86	0.098	0.014	0.010	24
WHDOZ1	Wheel dozer 1	Volume	357738.1	5789632.5	2	1.16	1.86	0.098	0.014	0.010	24
TRDOZ2	Track dozer 2	Volume	359150.2	5789431.5	2	0.814	1.86	0.098	0.014	0.010	24

Table A.2.8 Source Parameters and Emission Rates for Blasting During Operation

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Hourly Emission Rate (g/s)[1]						Operational Hours per Day[2]
								TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	CO	NOx	SO_2	
BLSTANFO	ANFO explosive (winter)	Volume	357756.3	5789594.7	5	11.72	4.651	7.82	4.06	0.23	214	50.4	0.38	1
BLSTANEM	AN emulsion explosive (summer)	Volume	357756.3	5789594.7	5	11.72	4.651	7.82	4.06	0.23	14.5	1.26	0.38	1

[1] Annual emission rates were scaled from hourly emission rates based on the number of blasts per week as a blast was modelled daily
[2] Assumed the blast detonation emissions last one hour

Table A.2.9 Source Parameters and Emission Rates for Drilling during Operation

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Sigma Y (m)	Sigma Z (m)	Emission Rate (g/s)[1]			Operational Hours per Day
								TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
PRDDRIL1	Production drill 1	Volume	357640.13	5789657.00	2.5	1.1628	2.326	0.015	0.0079	0.0023	24
PRDDRIL2	Production drill 2	Volume	357653.19	5789643.63	2.5	1.1628	2.326	0.015	0.0079	0.0023	24
PREDRILL	Predrill 1	Volume	357625.60	5789642.47	2.5	1.1628	2.326	0.030	0.0157	0.0045	24

Table A.2.10 Source Parameters and Emission Rates for Equipment Combustion Exhaust During Operation

Source ID	Description	Source Type	Release Orientation	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Temp. (K)	Exit Velocity (m/s)	Release Diameter (m)	Hourly Emission Rate (g/s)							Operational Hours per day
										TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	CO	NOx	SO_2	VOCs	
Haul Truck[1]	Haul truck exhaust (per unit)	Modelled with Roads								1.53E-02	1.53E-02	1.48E-02	1.32E-01	3.62E-01	7.32E-04	4.57E-02	24
TRDOZ1X	Track dozer 1 exhaust	Point	Vertical	359149.51	5789376.22	3.4	678.7	25	0.21	2.35E-02	2.35E-02	2.28E-02	1.07E-01	1.89E-01	3.52E-04	1.37E-02	24
TRDOZ2X	Track dozer 2 exhaust	Point	Vertical	359150.14	5789431.34	3.4	678.7	25	0.21	2.35E-02	2.35E-02	2.28E-02	1.07E-01	1.89E-01	3.52E-04	1.37E-02	24
WHDZ1X	Wheel dozer exhaust	Point	Vertical	357737.91	5789632.66	4.8	723.15	25	0.4	2.64E-02	2.64E-02	2.56E-02	1.21E-01	2.13E-01	3.96E-04	1.54E-02	24
PRODRIL1X	Production drill 1 exhaust	Point	Vertical	357640.44	5789656.91	2.8	755.4	25	0.31	8.58E-03	8.58E-03	8.32E-03	3.76E-02	9.78E-02	1.89E-04	7.01E-03	24
PRODRIL2X	Production drill 2 exhaust	Point	Vertical	357653.19	5789643.90	2.8	755.4	25	0.31	8.58E-03	8.58E-03	8.32E-03	3.76E-02	9.78E-02	1.89E-04	7.01E-03	24
PREDRLX	Predrill 1 exhaust	Point	Vertical	357625.53	5789642.56	2.8	755.4	25	0.31	8.58E-03	8.58E-03	8.32E-03	3.76E-02	9.78E-02	1.89E-04	7.01E-03	24
WHLDR1X	Wheel loader 1 exhaust	Point	Vertical	357761.66	5789660.20	3.5	755.4	11.9	0.2	5.55E-04	5.55E-04	5.39E-04	3.54E-03	1.03E-01	2.00E-04	5.82E-03	24

[1] Haul road exhaust emissions have been modelled with the haul road routes

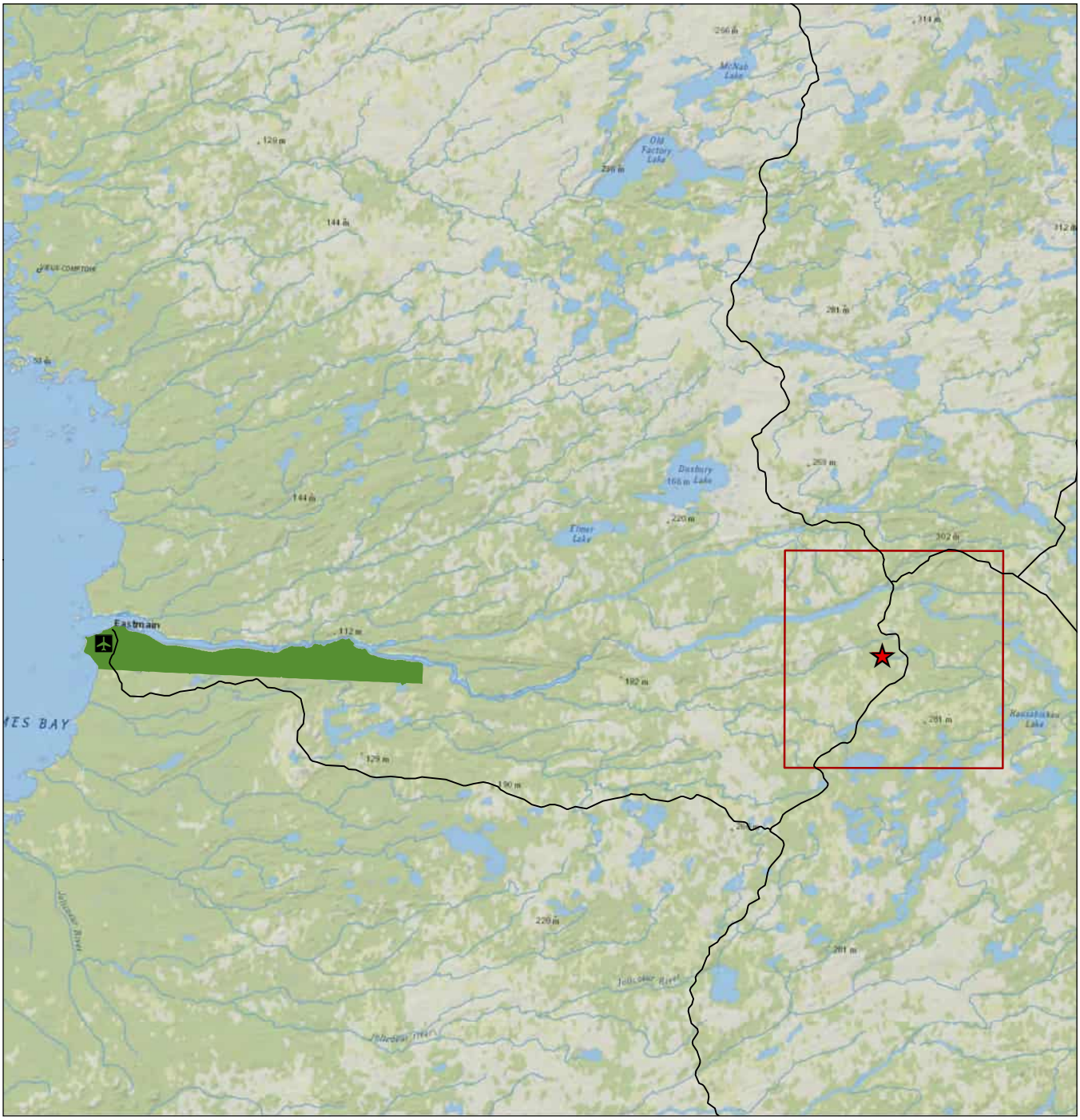
Table A.2.11 Source Parameters and Emission Rates for Storage Piles During Operation

Source ID	Description	Source Type	X-Coordinate (m)	Y-Coordinate (m)	Release Height (m)	Source Surface Area (m^2)	Emission Rate (g/s)[1]			Operational Hours per Day
							TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$	
STHWSTWR	Southwest waste rock (covered)	Area	Various – Refer to Figure B3-1		60	310,314	2.36E+00	1.180E+00	4.72E-01	Dependent on Windspeed
WESTWR	West waste rock (covered)	Area	Various – Refer to Figure B3-1		47	299,050	2.27E+00	1.137E+00	4.55E-01	Dependent on Windspeed
NRTESTWR	North east waste rock dump (covered)	Area	Various – Refer to Figure B3-1		80	568,662	4.33E+00	2.163E+00	8.65E-01	Dependent on Windspeed
EASTWR	East waste rock (covered)	Area	Various – Refer to Figure B3-1		75	365,875	2.74E+00	1.371E+00	5.48E-01	Dependent on Windspeed
WR_ACTIVE	East extension waste rock (active working area)	Area	Various – Refer to Figure B3-1		75	5,041	1.52E-01	7.606E-02	3.04E-02	Dependent on Windspeed
ROMPAD	Rompad stockpile	Area	Various – Refer to Figure B3-1		4.15	1,781	5.42E-02	2.709E-02	1.08E-02	Dependent on Windspeed
PRIMORE	Primary ore stockpile	Area	Various – Refer to Figure B3-1		20.5	1,991	6.06E-02	3.029E-02	1.21E-02	Dependent on Windspeed
CONCSTOCK	Ffinal concentrate stock piles	Area	Various – Refer to Figure B3-1		2	1,536	4.56E-02	2.282E-02	9.13E-03	Dependent on Windspeed

[1]The emission rate is zero when the wind speed is less than 19.3 km/h

APPENDIX B

Figures



T:\JOBS\121416913\figures\mxd\121416913_001.mxd Revised: 2021-05-17 By: hward

Stantec

Project Location

Quebec, Canada

Client/Project 121416913_001

James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

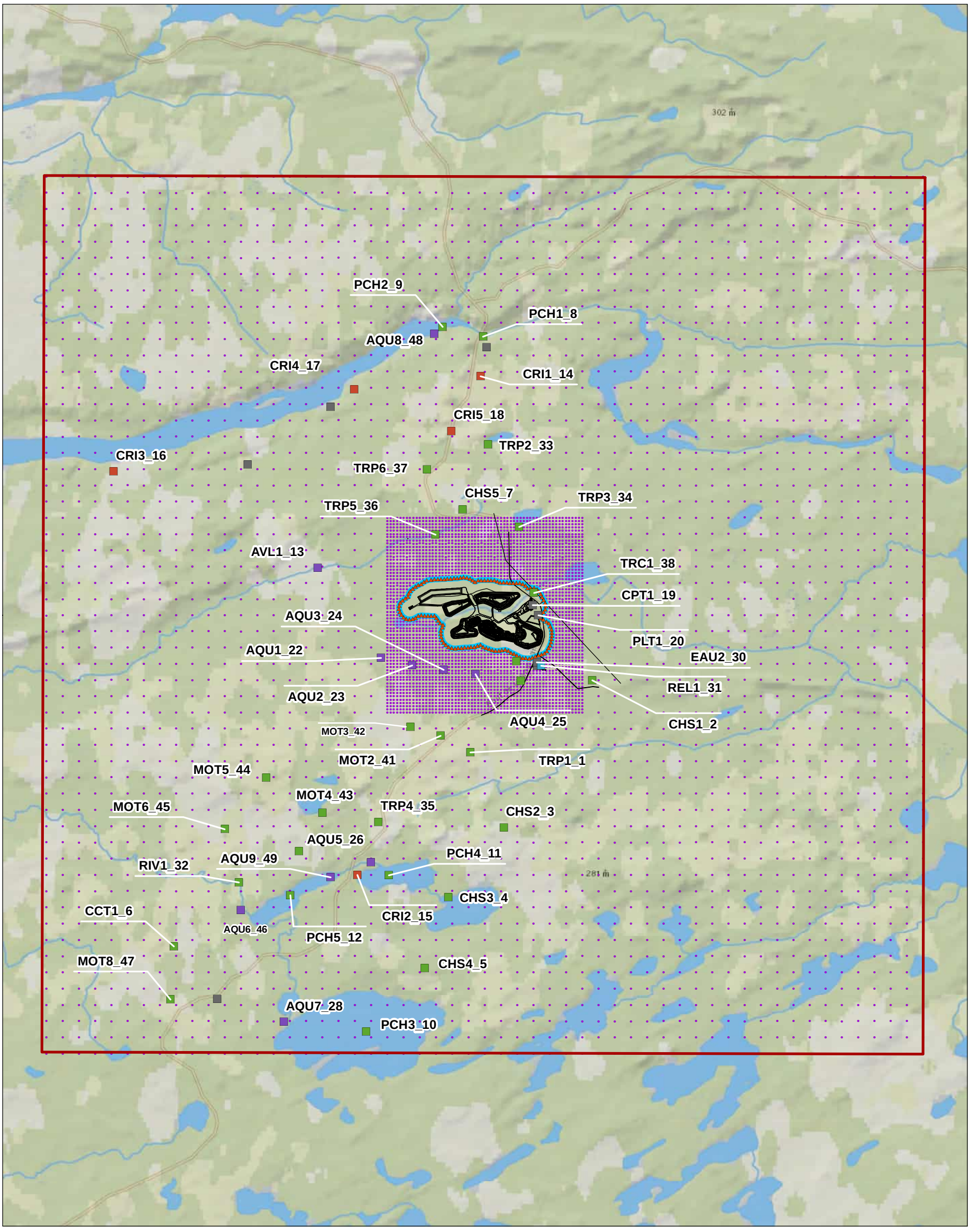
Figure No.

B1-1

Title

Location of Modelling Domain

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

- Receptors on the Application Limit for Standards and Criteria
- Grid Receptors

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

- Site Plan
- Application Limit for Standards and Criteria
- Modelling Domain

0 2,300 4,600 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

Client/Project 121416913_002

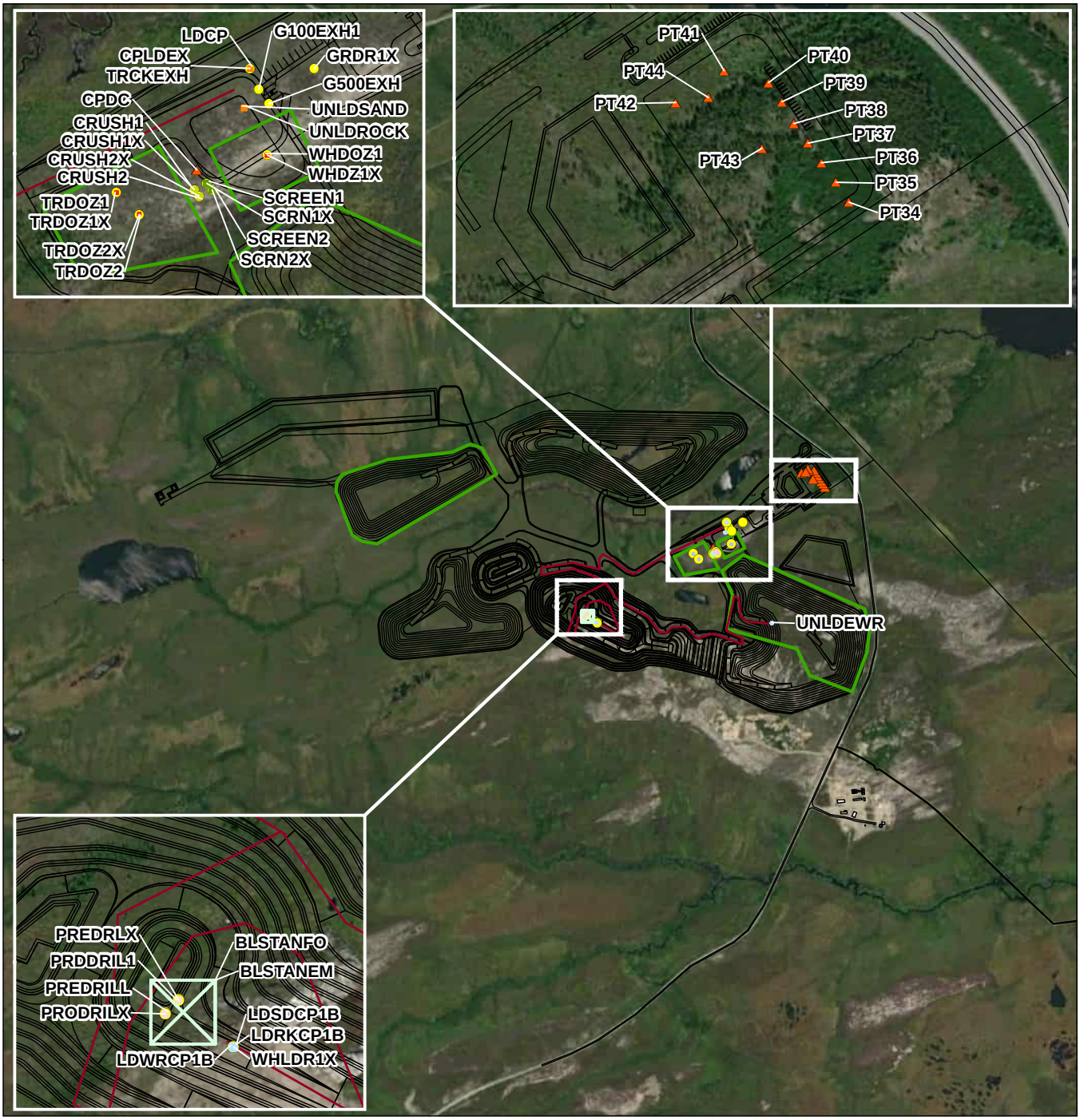
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B1-2

Title
Location of Modeled Receptors

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\121416913_002.mxd Revised: 2021-05-21 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Emission Source

- Exhaust Gas
- Processing Plant
- Blasting
- Dozing
- Drilling
- Material Handling
- Mobile Crusher
- Mobile Screening
- Line Source
- Area Source

Site Plan

0 440 880 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

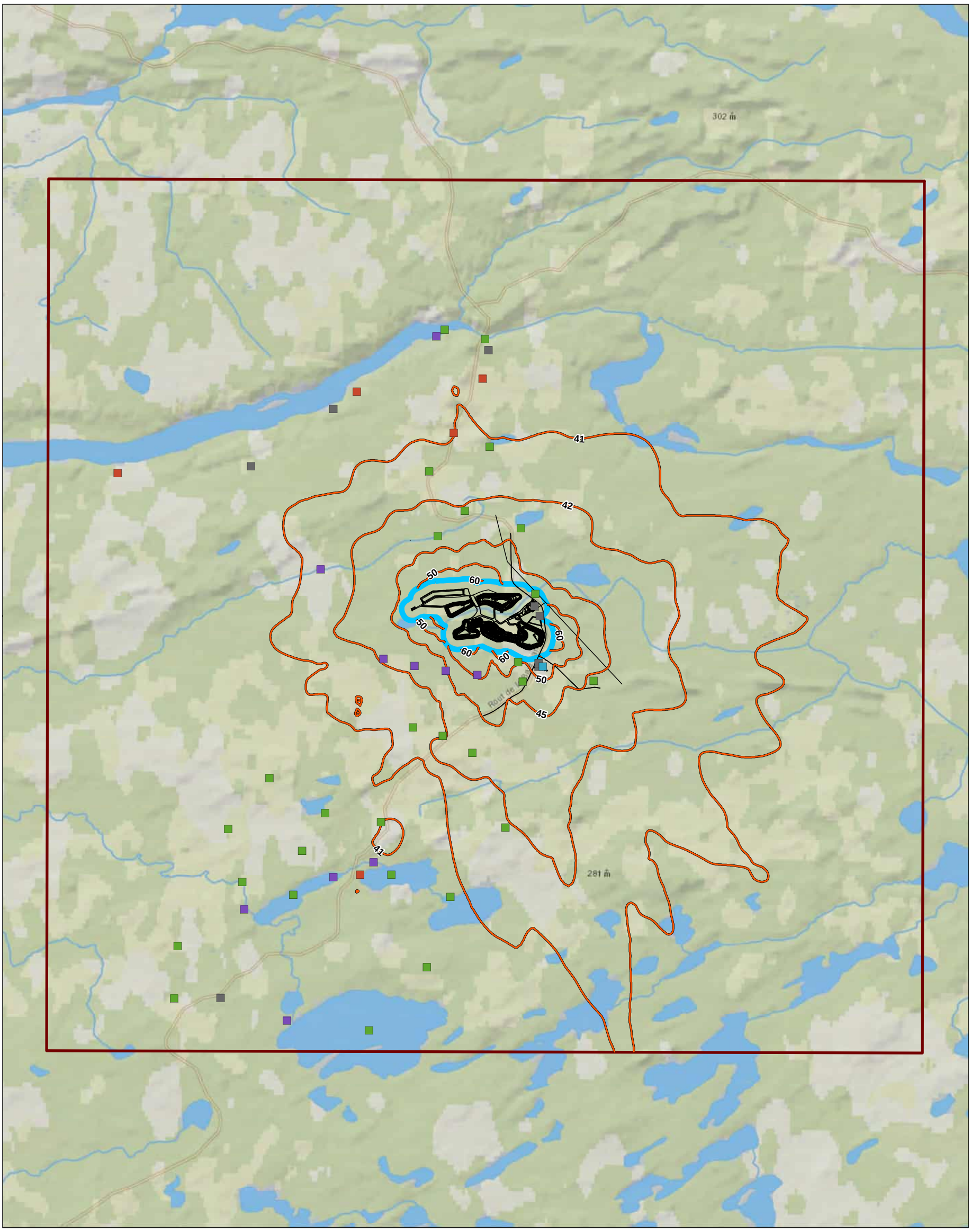
Client/Project 121416913_003
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B2-1

Title
Modelled Emission Sources
Construction Phase

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\121416913_003.mxd Revised: 2021-07-28 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.



Maximum Predicted 24-hour TPM Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

Discrete Receptors

- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location

Quebec, Canada

Client/Project 121416913_007f

James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.

B2-2

Title

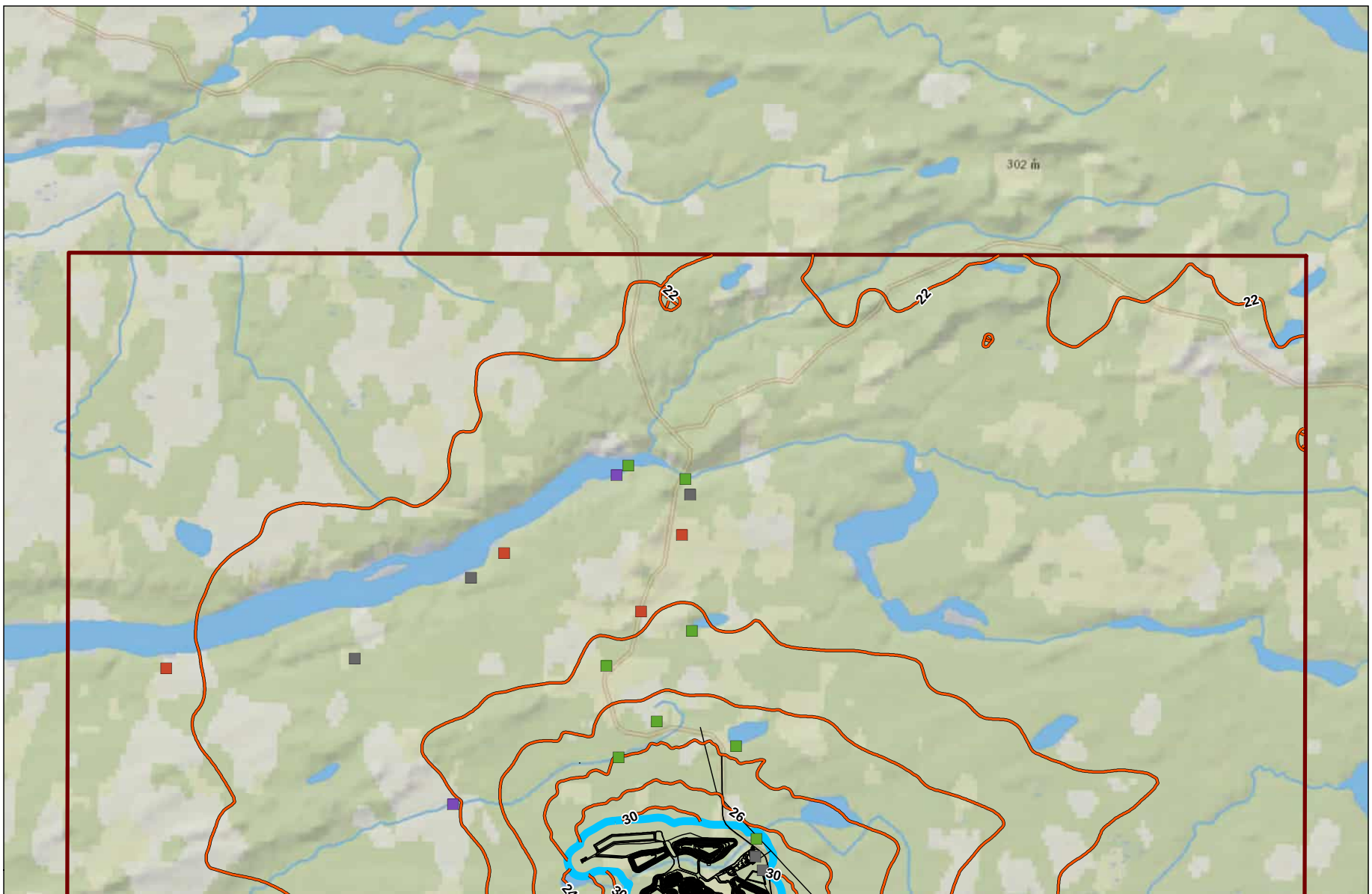
Maximum Predicted 24-hour TPM Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 77.5 µg/m^3
Limit = 120 µg/m^3
Initial Concentration = 40 µg/m^3

Notes

1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007f_Con_24hoursTPM.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Maximum Predicted 99% 24-hour PM_{10} Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors

- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

- Site Plan
- Application Limit for Standards and Criteria
- Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Notes

1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Project Location

Quebec, Canada

Client/Project 121416913_007e

James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.

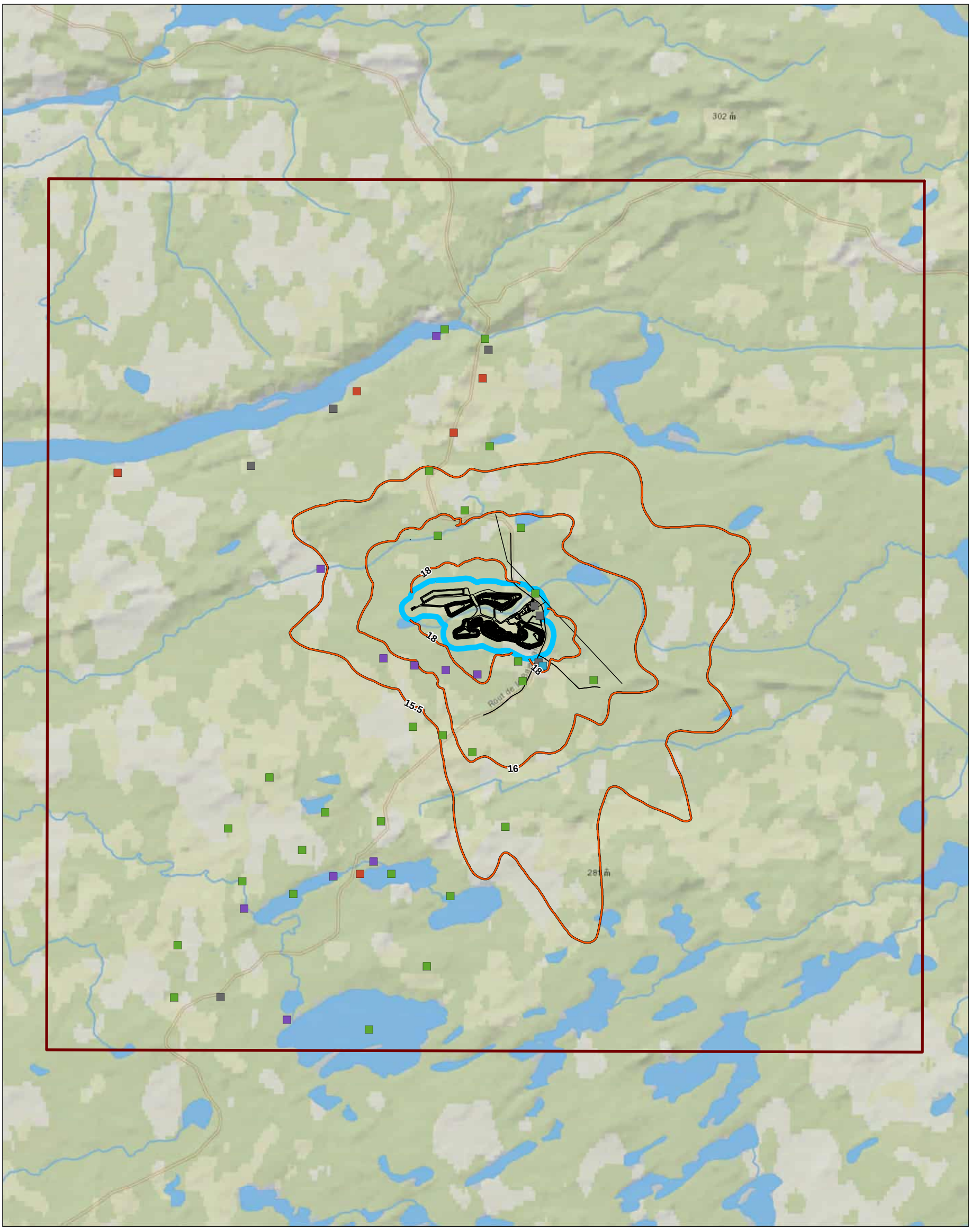
B2-3

Title

Maximum Predicted 99% 24-hour PM_{10} Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 38.4 µg/m^3
Limit Value = 50 µg/m^3
Initial Concentration = 21.8 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007g_Con_24hoursPM10.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

- Maximum Predicted 24-hour $PM_{2.5}$ Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

- Site Plan
- Application Limit for Standards and Criteria
- Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

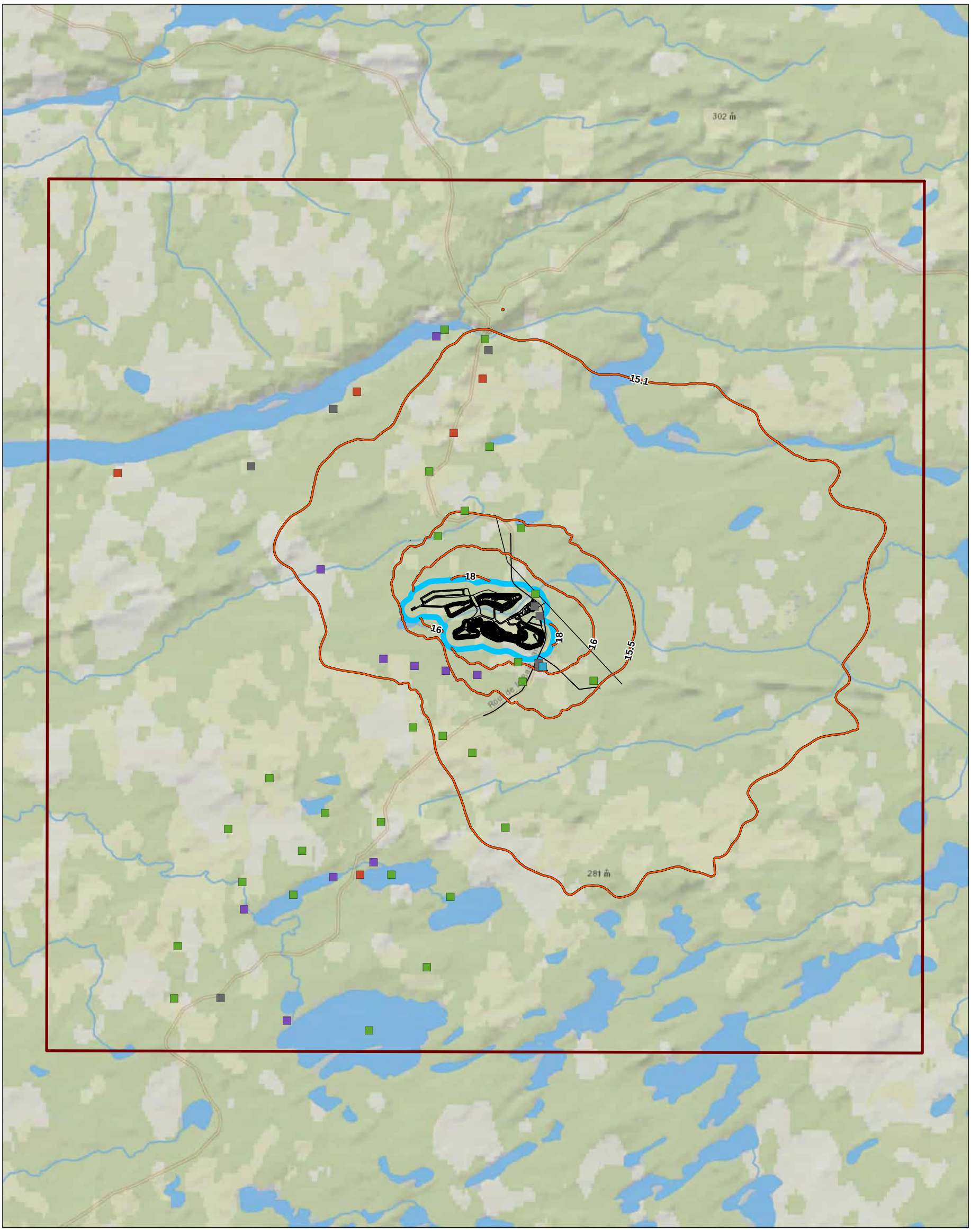
Client/Project 121416913_007h
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B2-4

Title
Maximum Predicted 24-hour $PM_{2.5}$ Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 27.7 µg/m^3
Limit Value = 30 µg/m^3
Initial Concentration = 15 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007h_Con24hoursPM25.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted 24-hour $PM_{2.5}$ Concentration (CAAQS) - Construction Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

- Site Plan
- Application Limit for Standards and Criteria
- Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

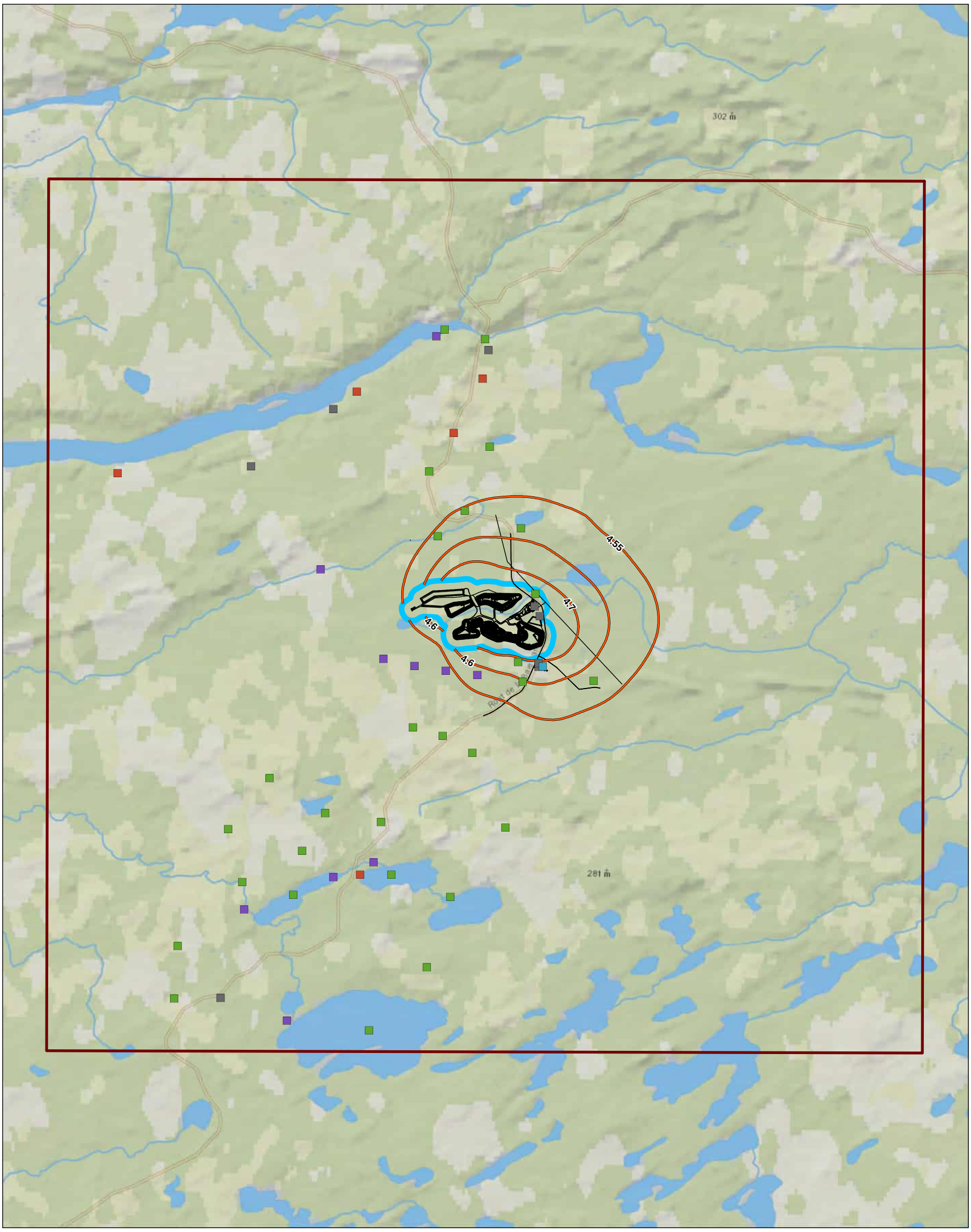
Client/Project 121416913_007i
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B2-5

Title
Maximum Predicted 24-hour $PM_{2.5}$ Concentration (CAAQS) - Construction Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 19.3 µg/m^3
CAAQS = 27 µg/m^3
Initial Concentration = 15 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007i_Con24hoursPM25_CAAQS.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted Annual $PM_{2.5}$ Concentration (CAAQS) - Construction Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

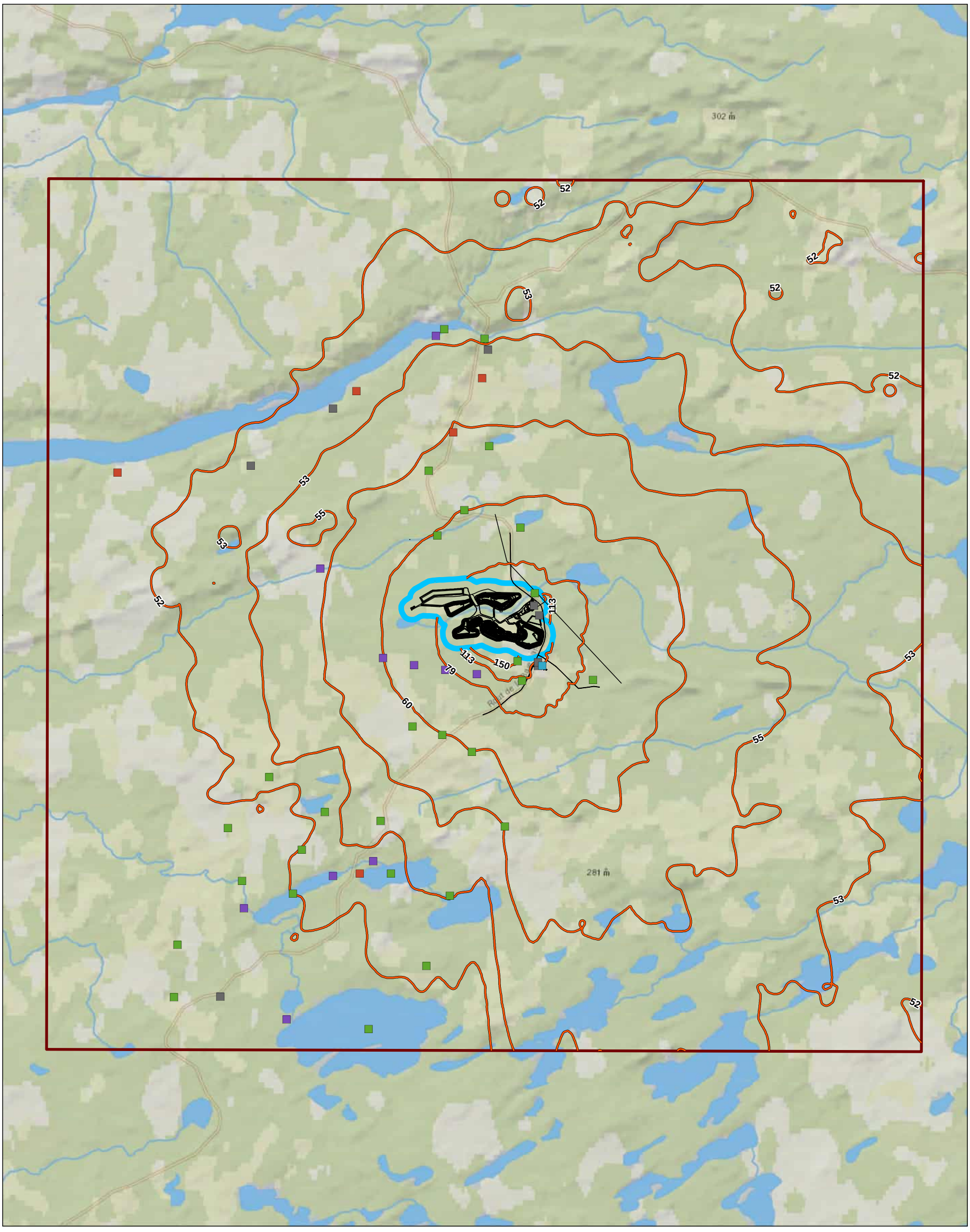
Client/Project 121416913_007j
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B2-6

Title
Maximum Predicted Annual $PM_{2.5}$ Concentration (CAAQS) - Construction Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 5.27 µg/m^3
CAAQS = 8.8 µg/m^3
Initial Concentration = 4.5 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007j_Con_AnnualPM25_CAAQS.mxd Revised: 2021-07-26 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Maximum Predicted 98% Daily 1-hour NO_2 Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors

- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

- Site Plan
- Application Limit for Standards and Criteria
- Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Notes

1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N

2. Data Sources:

3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Stantec

Project Location

Quebec, Canada

Client/Project 121416913_007e

James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.

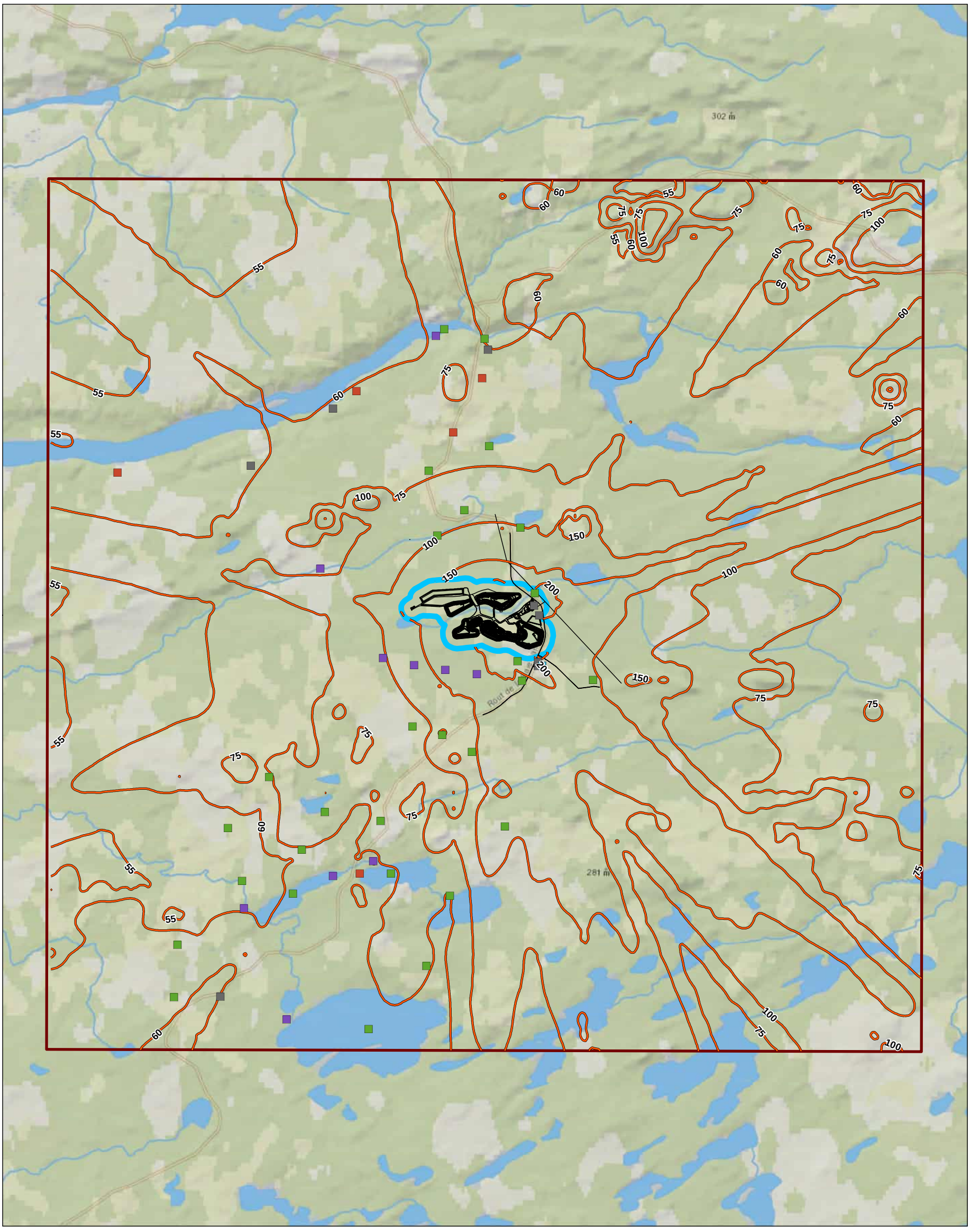
B2-7

Title

Maximum Predicted 98% Daily 1-hour NO_2 Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 185 µg/m^3
CAAQS = 113 µg/m^3 (2020) and 79 µg/m^3 (2025)
Initial Concentration = 50 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007a_Con_1hourNO2_CAAQS.mxd Revised: 2021-07-26 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted 1-hour NO_2 Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

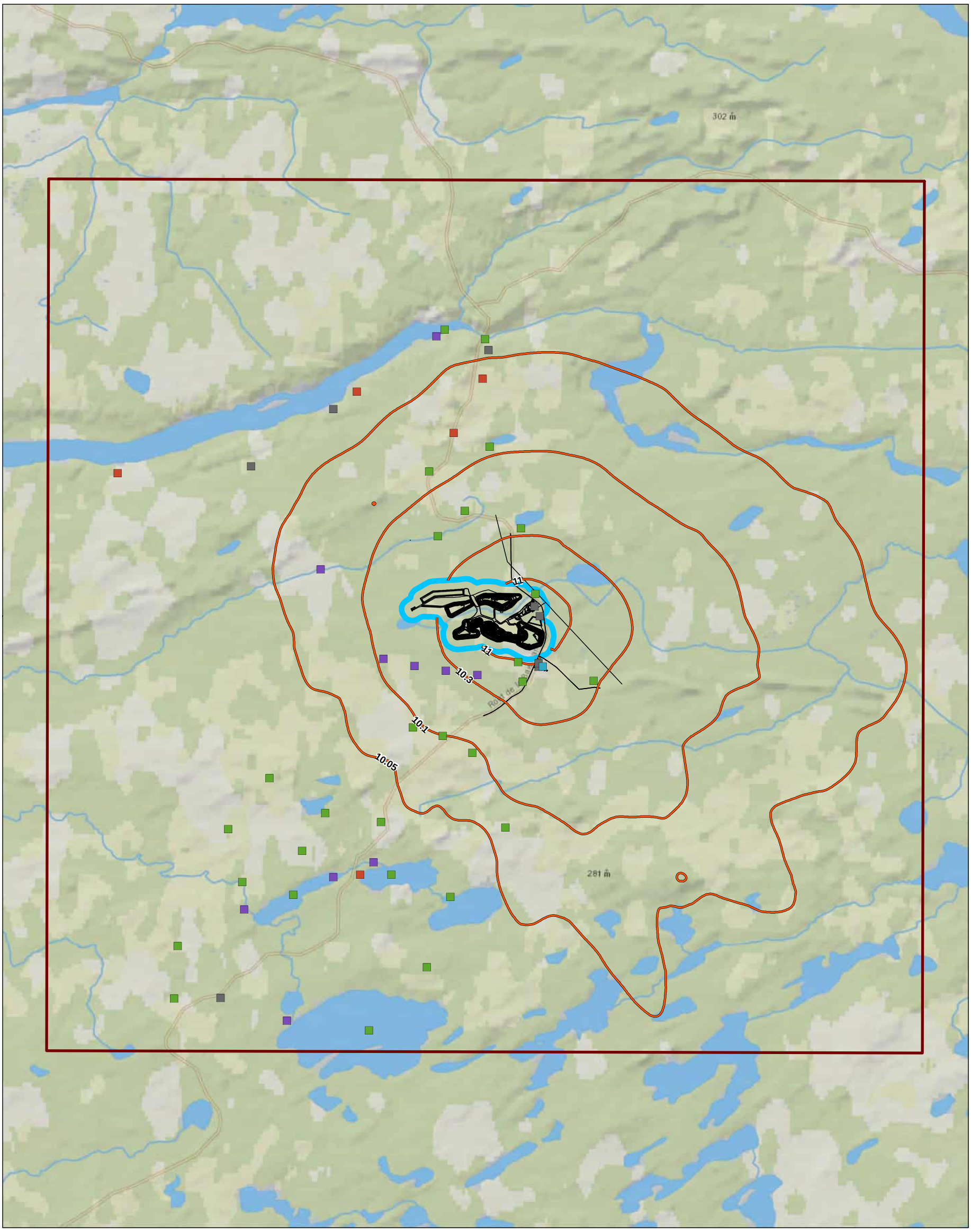
Client/Project 121416913_007e
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B2-8

Title
Maximum Predicted 1-hour NO_2 Concentration - Construction Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 400 µg/m^3
Limit Value = 414 µg/m^3
Initial Concentration = 50 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007b_Con_NO2_1hour.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted Annual NO_2 Concentration (CAAQS) - Construction Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

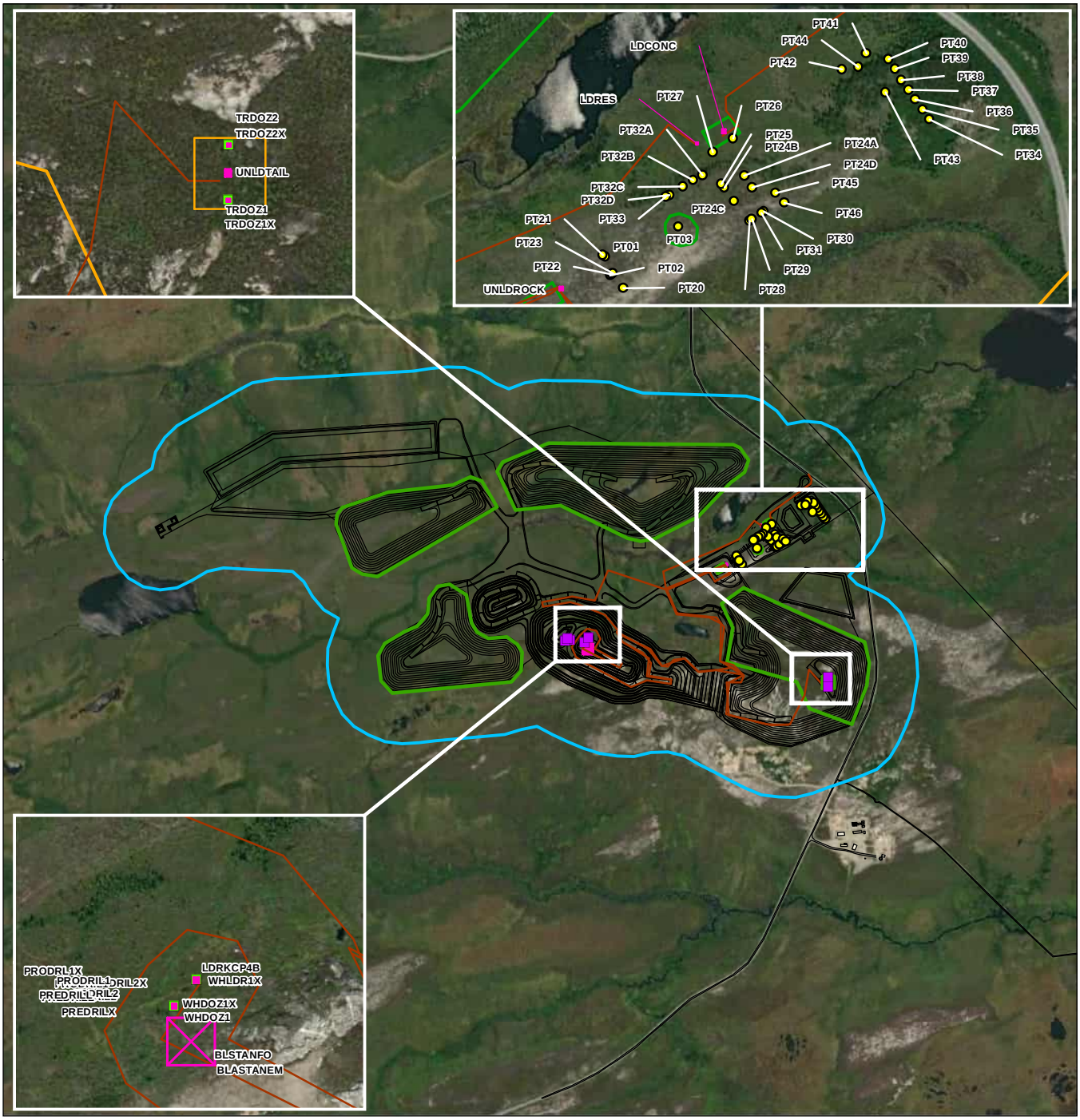
Client/Project 121416913_007e
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B2-9

Title
Maximum Predicted Annual NO_2 Concentration (CAAQS) - Construction Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 13.8 µg/m^3
CAAQS = 32 µg/m^3 (2020) and 23 µg/m^3 (2025)
Initial Concentration = 10 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007e_Con_NO2_Annual_CAAQS.mxd Revised: 2021-07-26 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Emission Source

Point Source

- Exhaust Gas
- Processing Plant

Line Source (Road)

Area Source

VolumeSources

Application Limit for Standards and Criteria

Site Plan

0 440 880 metres

N

Stantec

Project Location

Quebec, Canada

Client/Project 121416913_004

James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.

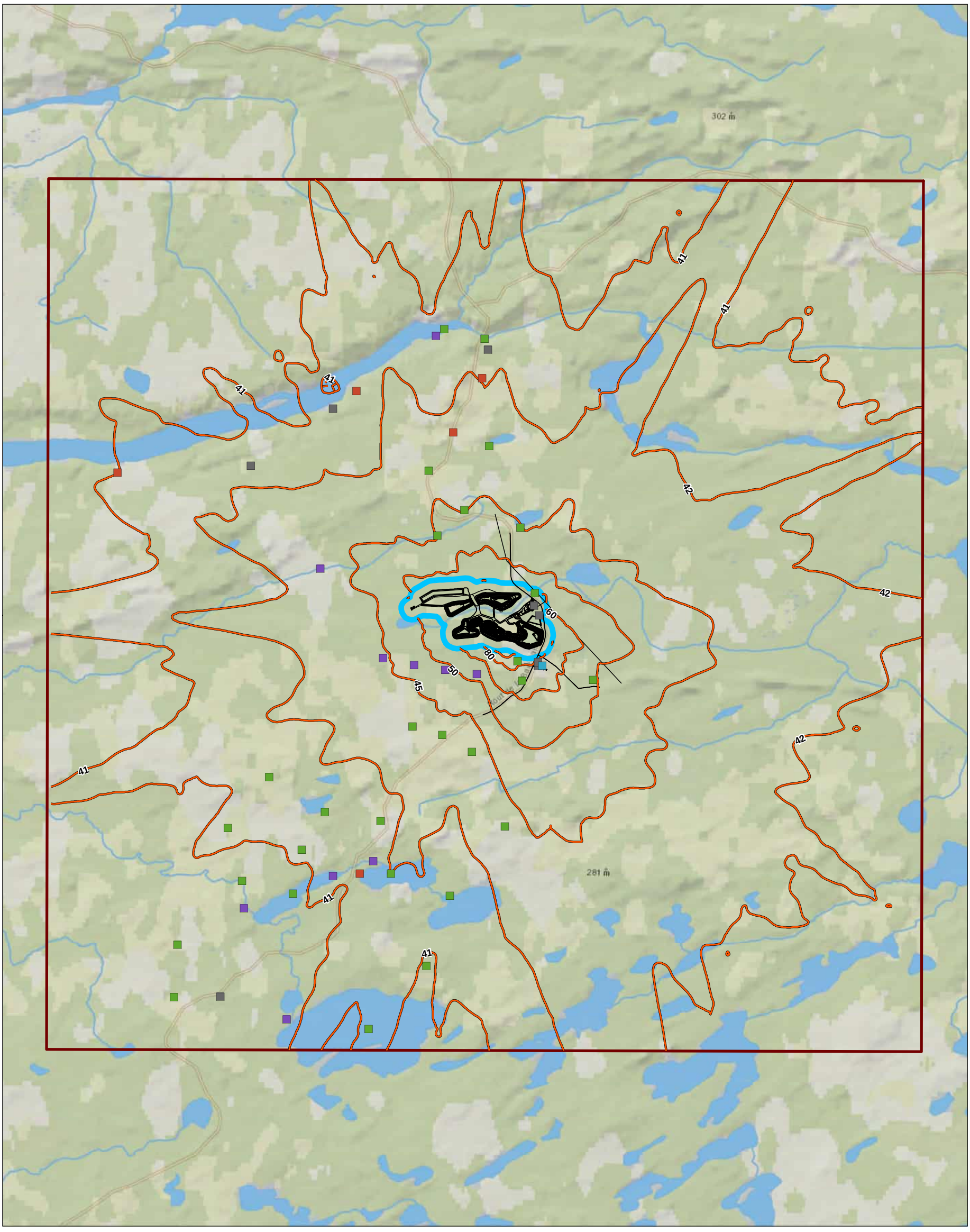
B3-1

Title

Modelled Emission Sources
Operational Phase

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\121416913_004.mxd Revised: 2021-05-31 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted 24-hour TPM Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

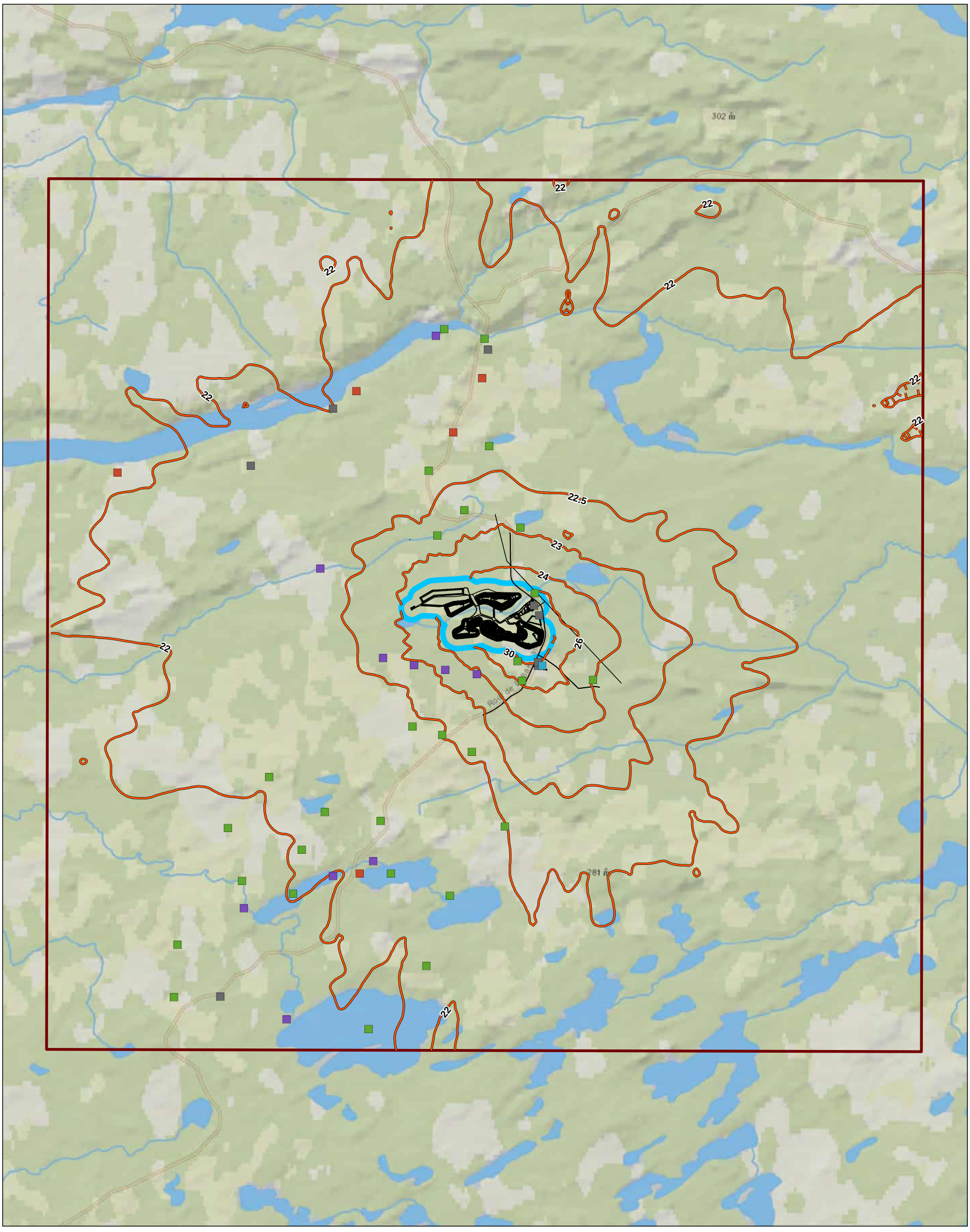
Client/Project 121416913_007f
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B3-2

Title
Maximum Predicted 24-hour TPM Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 40 µg/m^3
Limit Value = 120 µg/m^3
Initial Concentration = 40 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007f_op_24hoursTPM.mxd Revised: 2021-07-26 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Maximum Predicted 24-hour PM_{10} Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

Discrete Receptors

- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

0 2,000 4,000 metres

N

Notes

1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N

2. Data Sources:

3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Stantec

Project Location

Quebec, Canada

Client/Project 121416913_007e

James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.

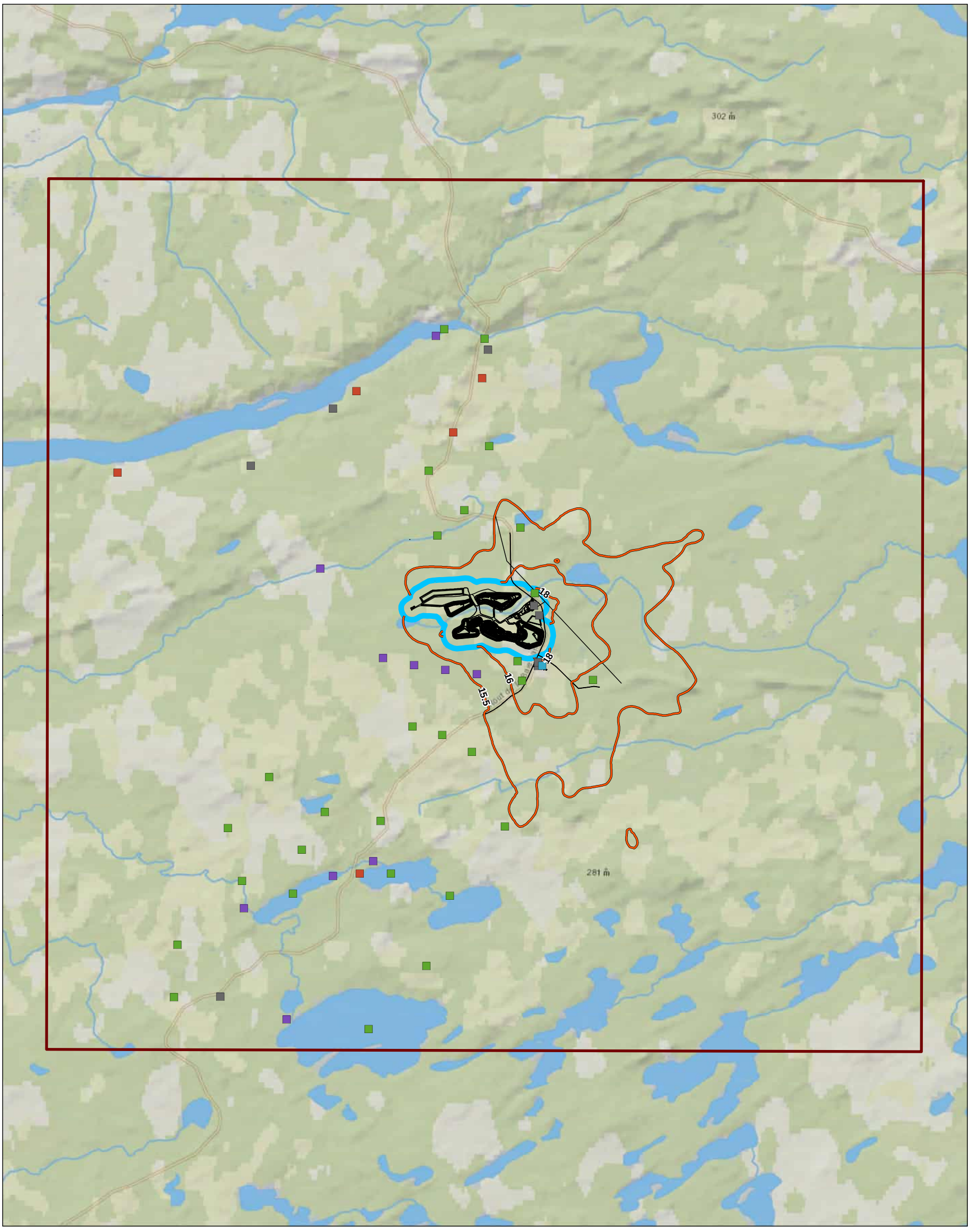
B3-3

Title

Maximum Predicted 24-hour PM_{10} Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 32.3 µg/m^3
Limit Value = 50 µg/m^3
Initial Concentration = 21.8 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007g_Op_24hoursPM10.mxd Revised: 2021-07-26 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted 24-hour $PM_{2.5}$ Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued
- Traditional
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

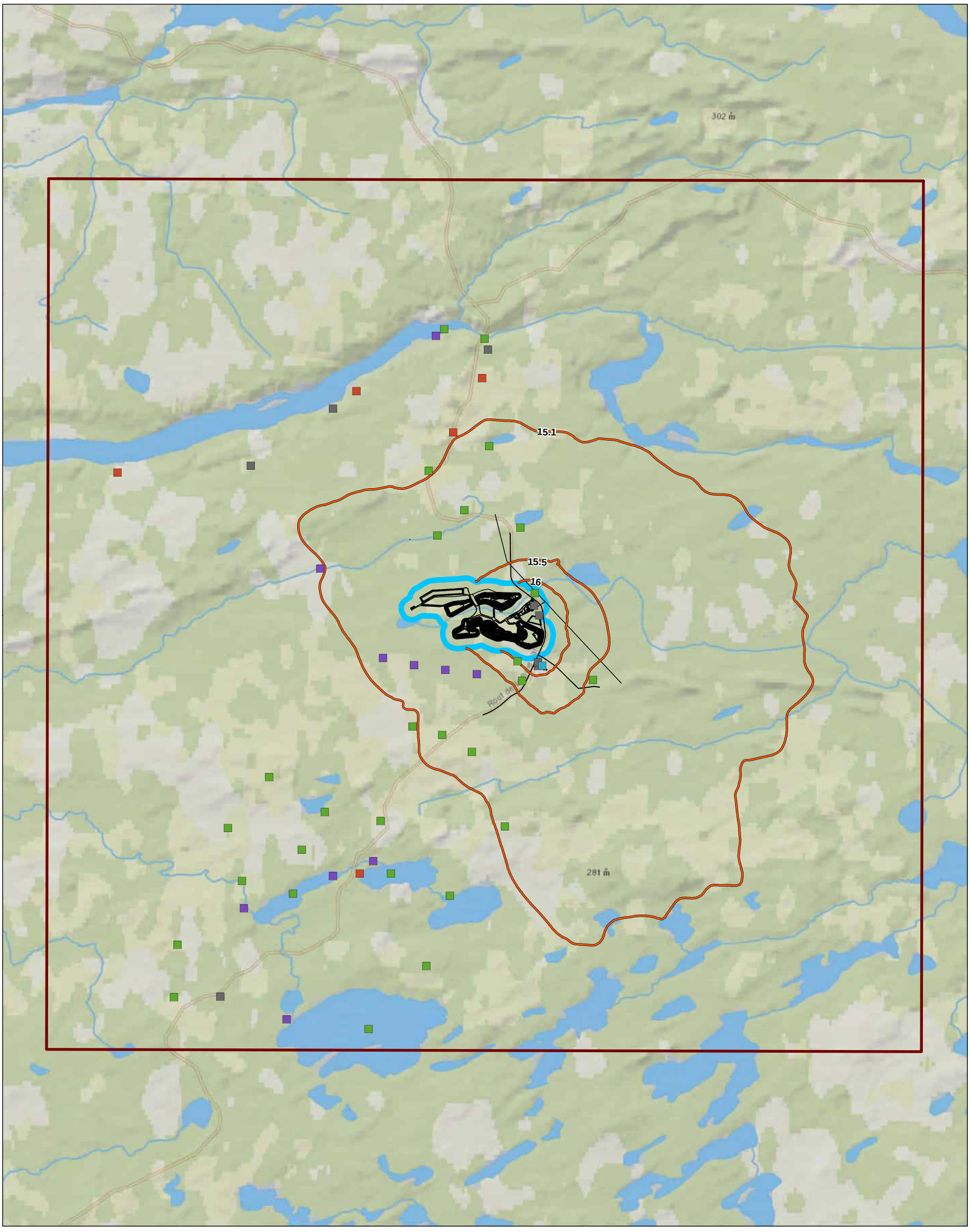
Client/Project 121416913_007h
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B3-4

Title
Maximum Predicted 24-hour $PM_{2.5}$ Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 20.9 µg/m^3
Limit Value = 30 µg/m^3
Initial Concentration = 15 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007h_Op_24hoursPM25.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

- Maximum Predicted 24-hour $PM_{2.5}$ Concentration (CAAQS) - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

- Site Plan
- Application Limit for Standards and Criteria
- Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

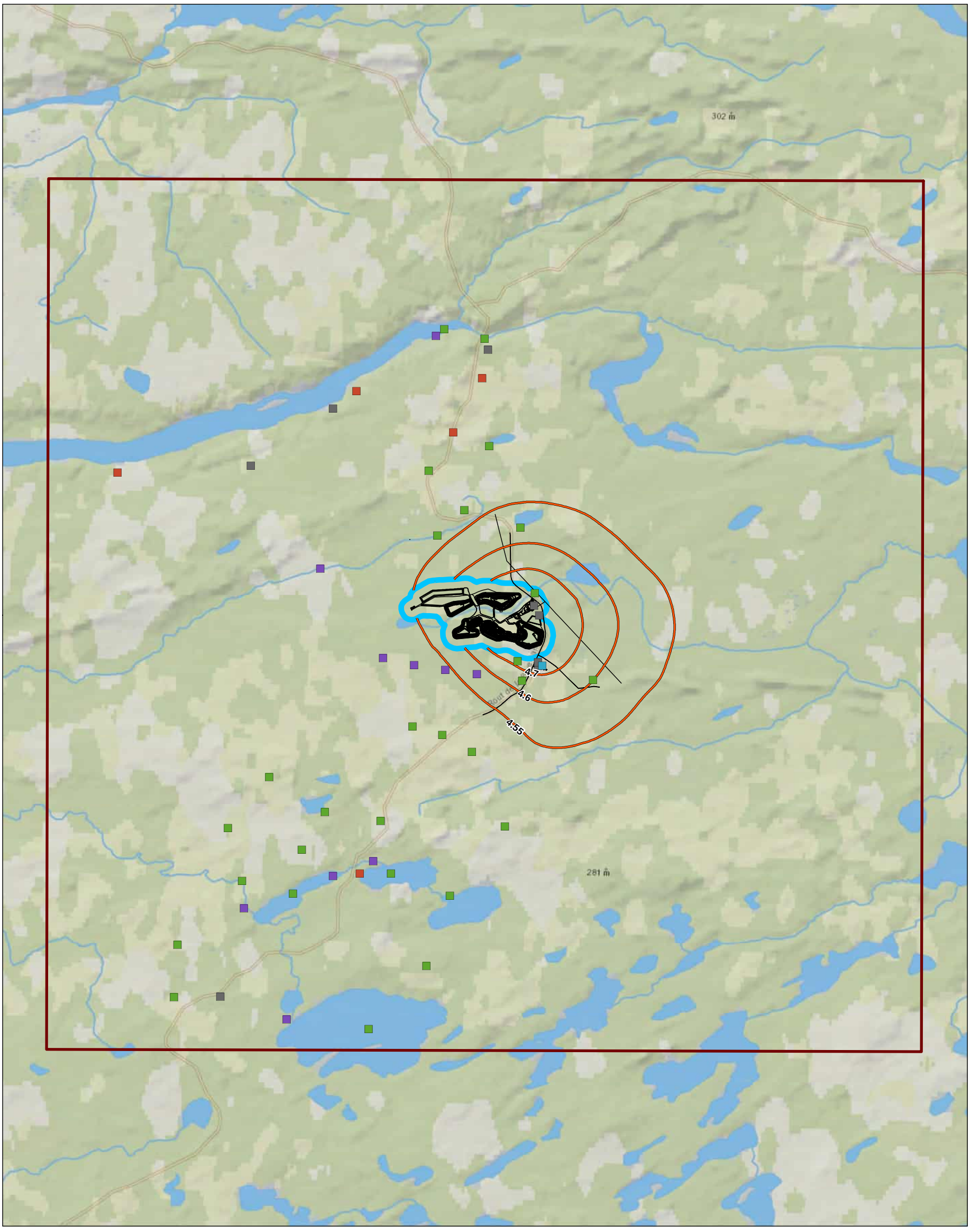
Client/Project 121416913_007i
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B3-5

Title
Maximum Predicted 24-hour $PM_{2.5}$ Concentration (CAAQS) - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 18.4 µg/m^3
CAAQS = 27 µg/m^3
Initial Concentration = 15 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007i_Op24hoursPM25_CAAQS.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted Annual $PM_{2.5}$ Concentration (CAAQS) - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

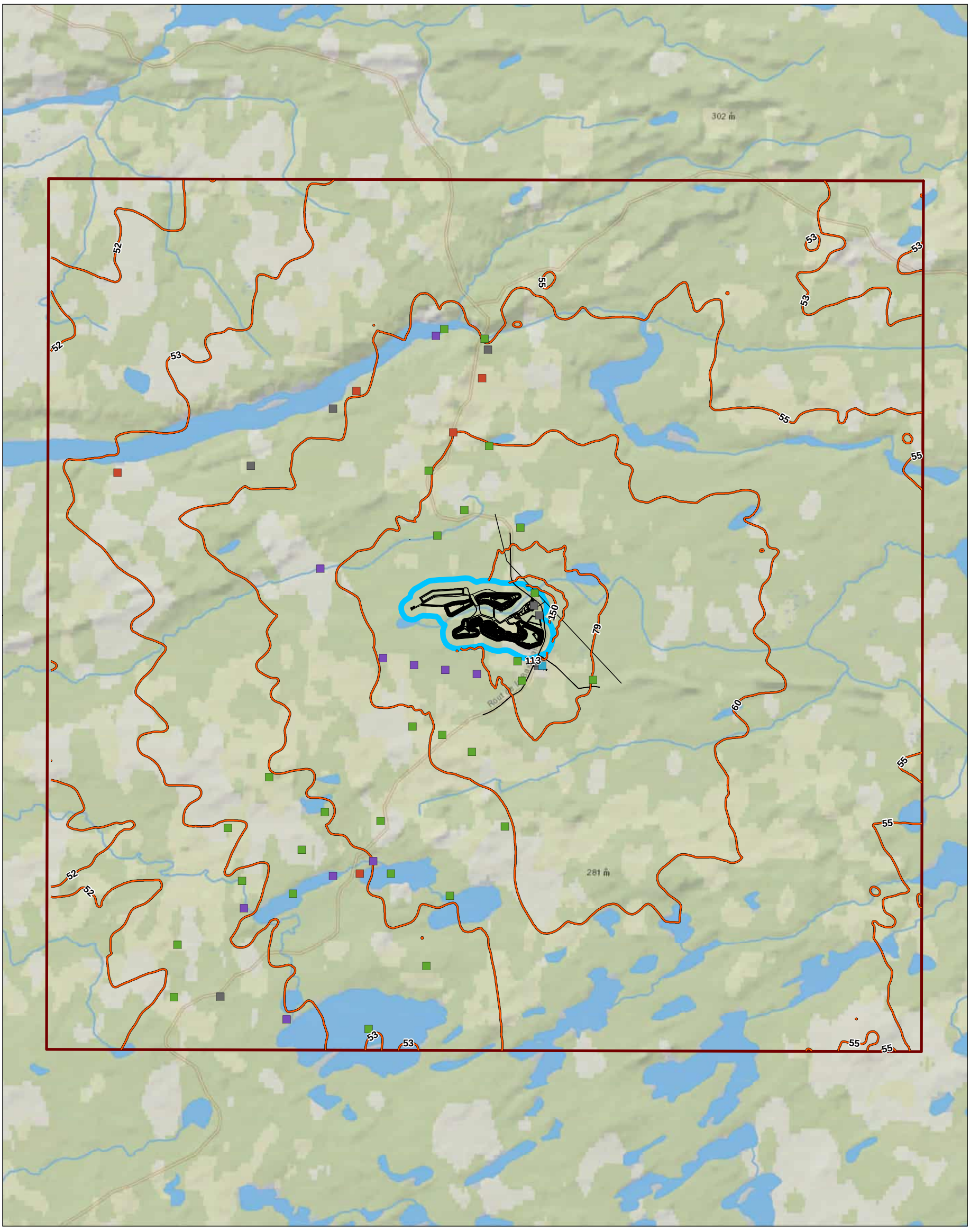
Client/Project 121416913_007j
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B3-6

Title
Maximum Predicted Annual $PM_{2.5}$ Concentration (CAAQS) - Operation Phase (Including Initial Concentration))
Maximum Value = 5.54 µg/m^3
CAAQS = 8.8 µg/m^3
Initial Concentration = 4.5 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007j_Op_AnnualPM25_CAAQS.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.



Maximum Predicted 98% Daily 1-hour NO_2 Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors

- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

- Site Plan
- Application Limit for Standards and Criteria
- Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Notes

1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N

2. Data Sources:

3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Stantec

Project Location

Quebec, Canada

Client/Project 121416913_007a

James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.

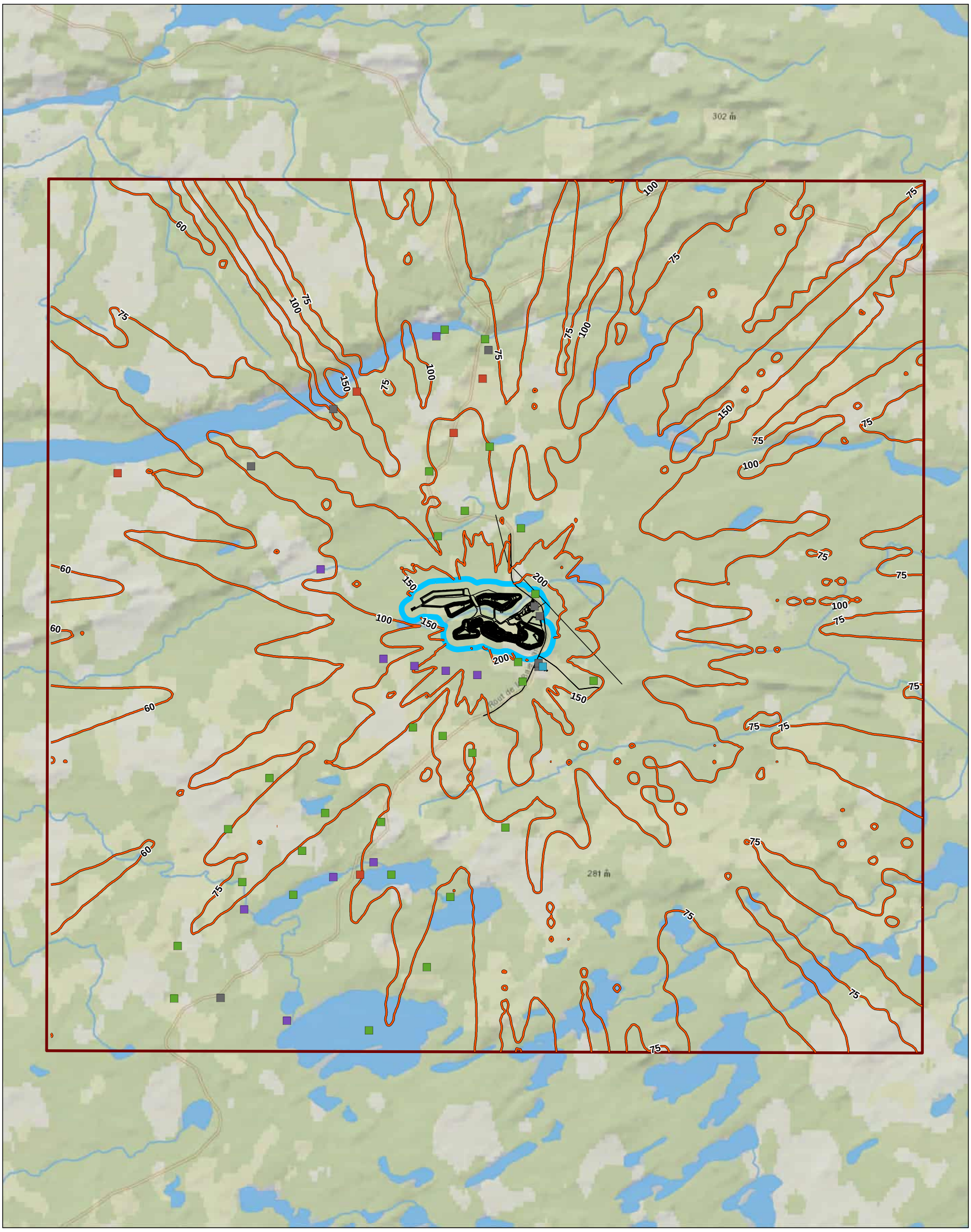
B3-7

Title

Maximum Predicted 98% Daily 1-hour NO_2 Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum = 221 µg/m^3
CAAQS = 113 µg/m^3 (2020) and 79 µg/m^3 (2025)
Initial Concentration = 50 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007a_Op_1hourNO2_CAAQS.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted 1-hour NO_2 Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

Discrete Receptors

- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location

Quebec, Canada

Client/Project 121416913_007b

James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.

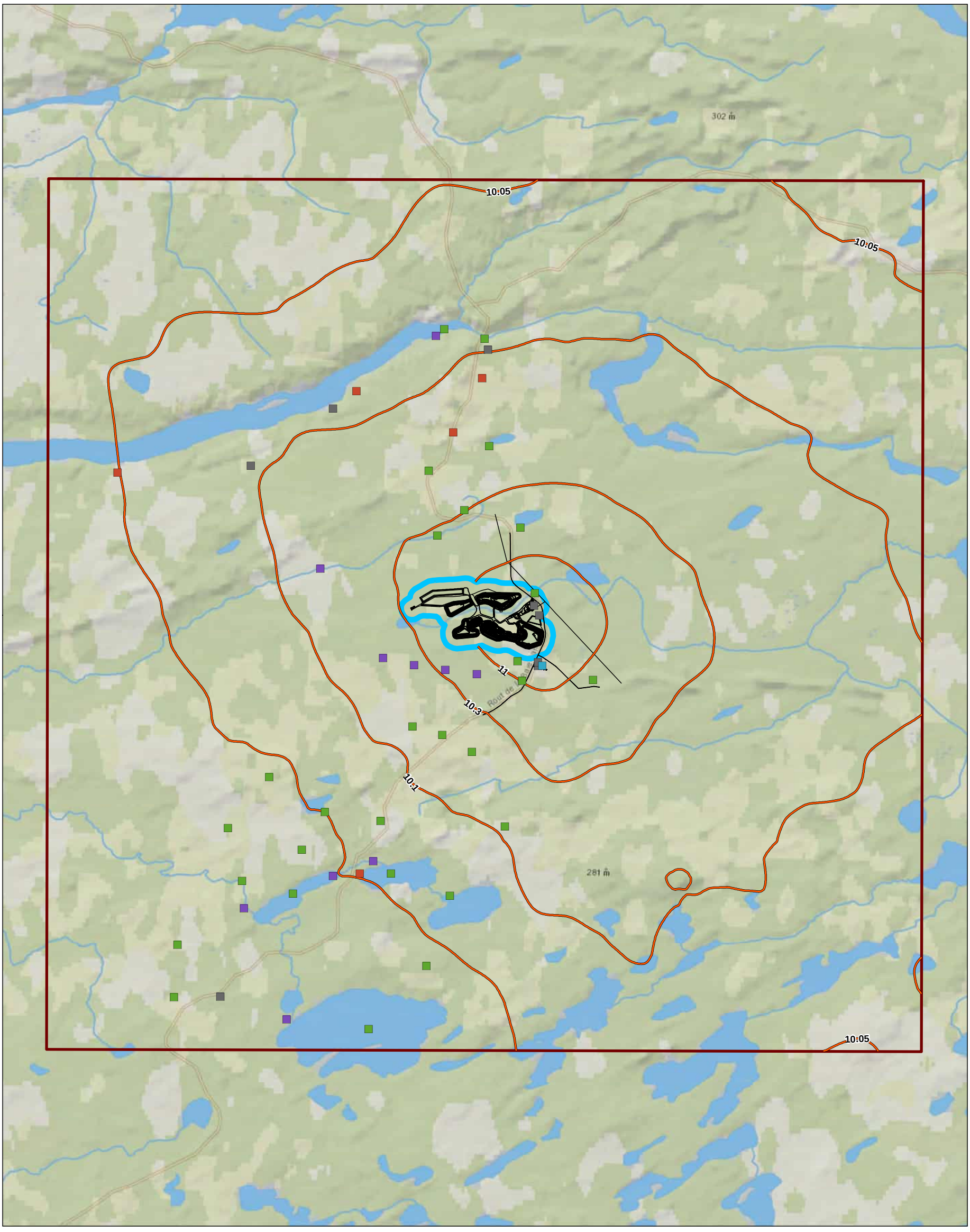
B3-8

Title

Maximum Predicted 1-hour NO_2 Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 401 µg/m^3
Limit Value = 414 µg/m^3
Initial Concentration = 50 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007b_Op_NO2.mxd Revised: 2021-07-26 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted Annual NO_2 Concentration (CAAQS) - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

- Site Plan
- Application Limit for Standards and Criteria
- Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

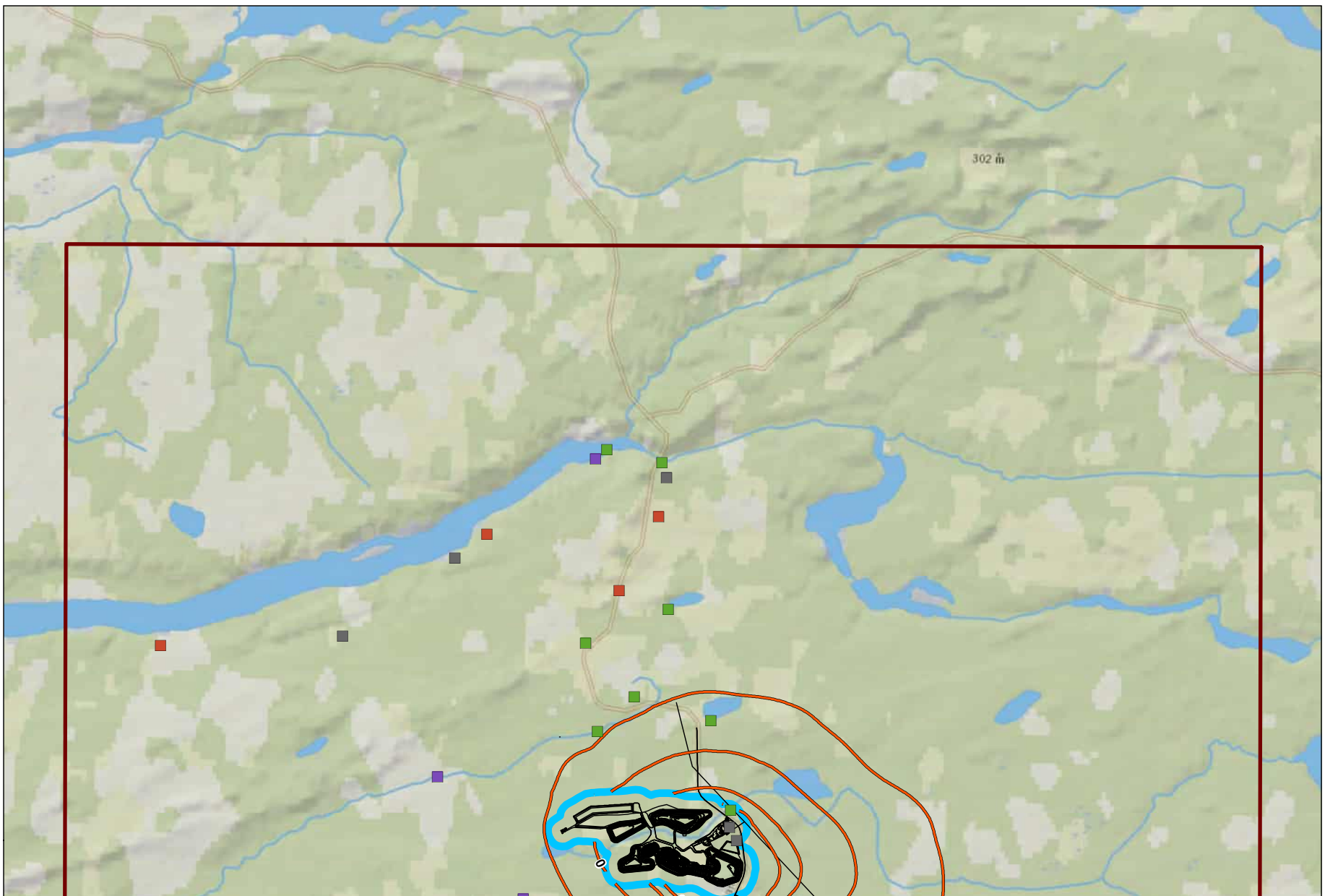
Client/Project 121416913_007e
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B3-9

Title
Maximum Predicted Annual NO_2 Concentration (CAAQS) - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 19.7 µg/m^3
CAAQS = 32 µg/m^3 (2020) and 23 µg/m^3 (2025)
Initial Concentration = 10 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007e_Op_NO2_Annual_CAAQS.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted Annual Arsenic Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

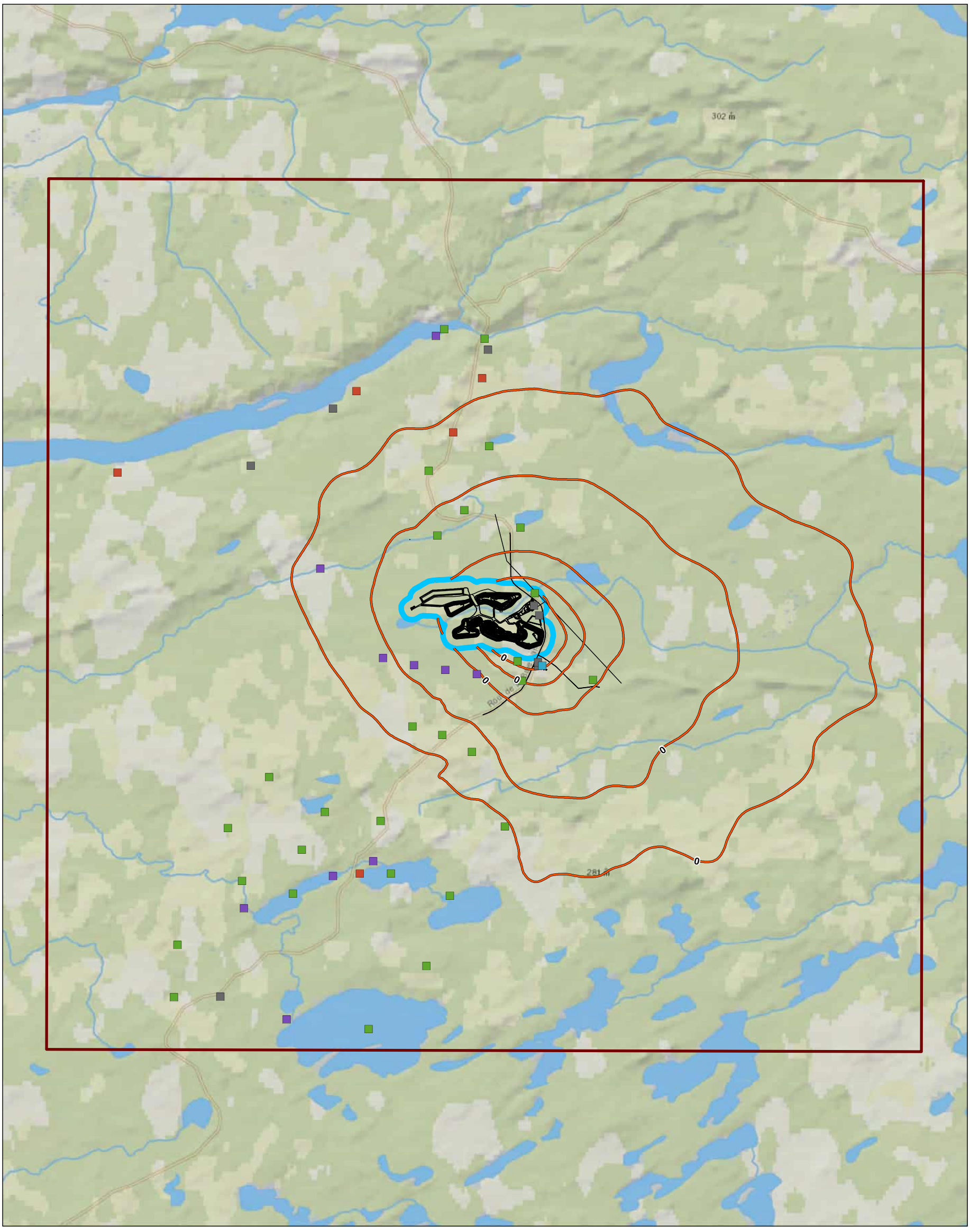
Client/Project 121416913_007k
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B3-10

Title
Maximum Predicted Annual Arsenic Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 0.00262 µg/m^3
Limit Value = 0.003 µg/m^3
Initial Concentration = 0.002 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007k_Op_Arsenic.mxd Revised: 2021-07-26 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted Annual Total Chromium Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

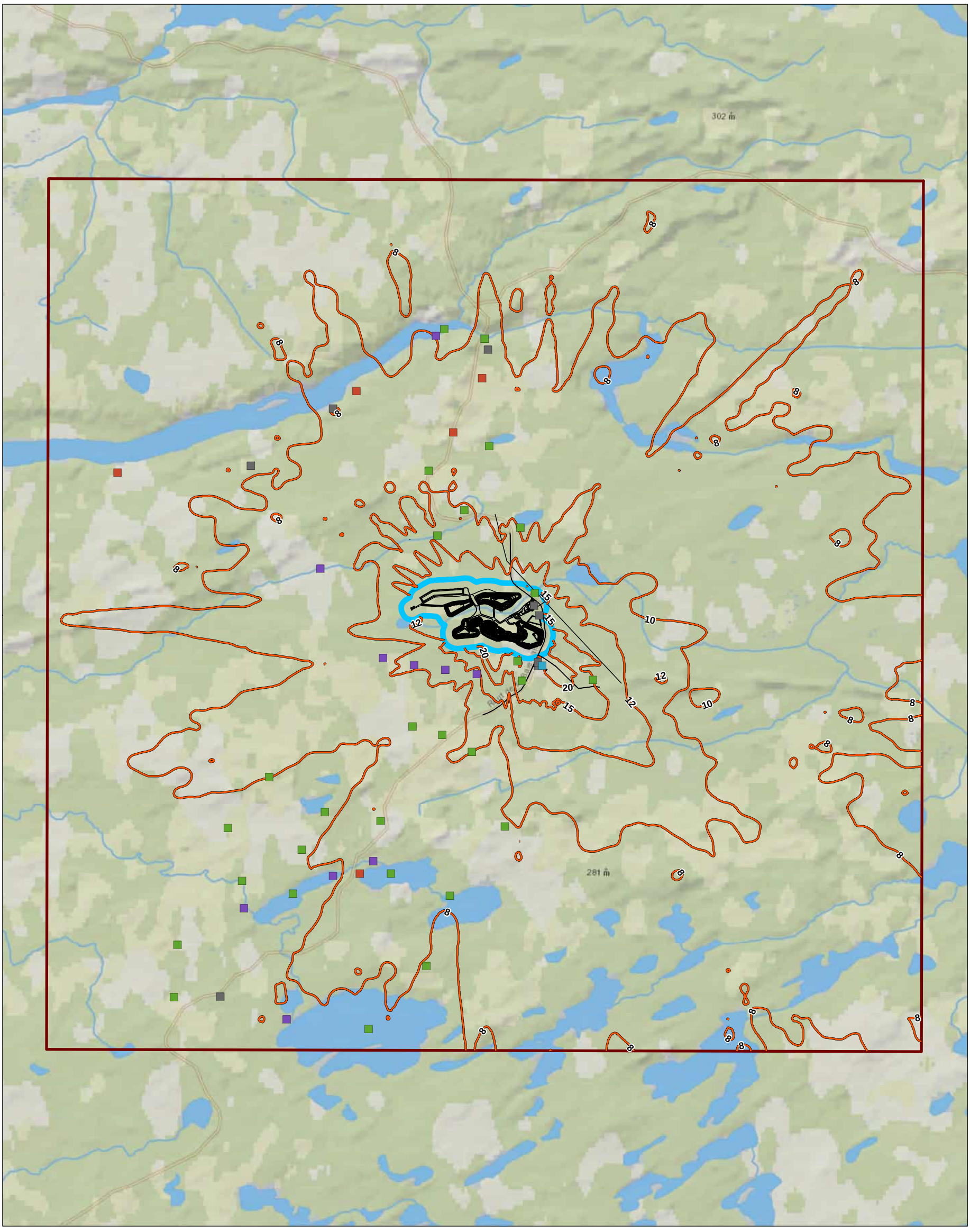
Client/Project 121416913_007I
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B3-11

Title
Maximum Predicted Annual Total Chromium Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 0.00380 µg/m^3
Limit Value (hexavalent chromium compounds) (Cr(VI)) = 0.004 µg/m^3
Initial Concentration = 0.002 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007I_Op_Chrolum.mxd Revised: 2021-07-26 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

Maximum Predicted 1-hour Crystalline Silica Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)

Discrete Receptors
- Valued Area
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

Site Plan

Application Limit for Standards and Criteria

Modelling Domain

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

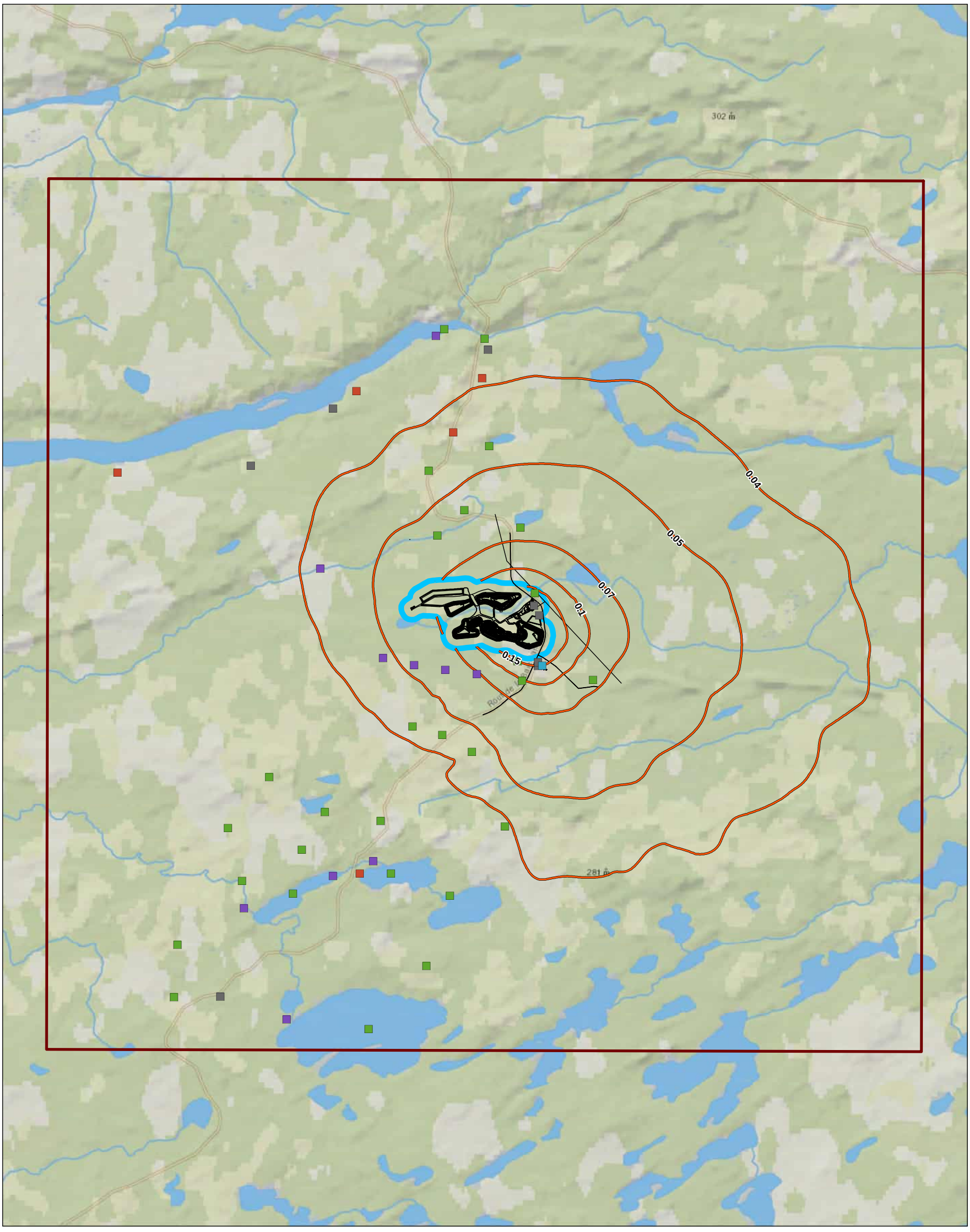
Client/Project 121416913_007m
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B3-12

Title
Maximum Predicted 1-hour Crystalline Silica Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 41.2 µg/m^3
Limit Value = 23 µg/m^3
Initial Concentration = 6 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007m_Op_1hourcilica.mxd Revised: 2021-07-19 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.





Notes
1. Coordinate System: NAD 1983 UTM Zone 18N
2. Data Sources:
3. Background: Sources: Esri, HERE, Garmin, Intermap, increment P Corp., GEBCO, USGS, FAO, NPS, NRCAN, GeoBase, IGN, Kadaster NL, Ordnance Survey, Esri Japan, METI, Esri China (Hong Kong), (c) OpenStreetMap contributors, and the GIS User Community National Geographic, Esri, Garmin, HERE, UNEP-WCMC, USGS, NASA, ESA, METI, NRCAN, GEBCO, NOAA, increment P Corp.

- Maximum Predicted Annual Crystalline Silica Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
- Site Plan
- Application Limit for Standards and Criteria
- Modelling Domain

Discrete Receptors
- Valued
- Traditional Activity
- Cree Camp
- Road Relay
- Not Considered

0 2,000 4,000 metres

N

Stantec

Project Location
Quebec, Canada

Client/Project 121416913_007n
James Bay Lithium Mine
Atmospheric Dispersion Modelling Study

Figure No.
B3-13

Title
Maximum Predicted Annual Crystalline Silica Concentration - Operation Phase (Including Initial Concentration)
Maximum Value = 0.305 µg/m^3
Limit Value = 0.07 µg/m^3
Initial Concentration = 0.04 µg/m^3

T:\JOBS\121416913\figures\mxd\Updated_July2021\121416913_007n_Op_annual_cilica.mxd Revised: 2021-07-27 By: hward

Disclaimer: This document has been prepared based on information provided by others as cited in the Notes section. Stantec has not verified the accuracy and/or completeness of this information and shall not be responsible for any errors or omissions which may be incorporated herein as a result. Stantec assumes no responsibility for data supplied in electronic format, and the recipient accepts full responsibility for verifying the accuracy and completeness of the data.

APPENDIX C

Sample Calculations

Pit Blasting

Source Description

Blasting occurs from the open pit. ANFO explosive will be used in the winter while an ammonium nitrate emulsion will be used in the summer. Emissions source from the explosive detonation and from the dust generated by blasting of the ore.

Methodology

-Emissions from explosive detonation were estimated using weight of explosive and emission factors sourced from Australian NPI - "Emission estimation technique manual for Explosives detonation and firing ranges Version 3.1" 2016. It was assumed that one blast occurs over a 3 second period, as indicated by Galaxy.
-Emissions from ore blasting estimated using emission factors sourced from US EPA, AP-42, Fifth Edition, Volume I, Chapter 11.9 Western Surface Coal Mining.
*Due to the unavailability of emission factors for the blasting process for lithium mining, emission factors for blasting of overburden from coal mines was used. This approach is consistent with the NPRI document "Pits and Quarries Reporting Guide"

Emission Release Summary

			Emissions [g/s]			
Substance	**CAS-No**	**Weight % TPM**	**Construction - ANFO (Winter)**	**Construction - AN Emulsion (Summer)**	**Operations - ANFO (Winter)**	**Operations - AN Emulsion (Summer)**
Carbon Monoxide	630-08-0	—	389.7	26.4	214.3	14.5
Nitrogen Oxides	11104-93-1	—	91.70	2.29	50.43	1.26
Sulphur Dioxide	7446-09-5	—	6.88E-01	6.88E-01	0.378	0.378
Total Particulate Matter	NA	—	19.16	19.16	7.817	7.82
Particulate matter less than or equal to 10 micrometers (µm) (PM10)	NA - M09	—	9.965	9.965	4.0646	4.0646
Particulate matter less than or equal to 2.5 µm (PM2.5)	NA - M10	—	0.57	0.575	0.2345	0.2345

Calculation Inputs

Explosive Type	**ANFO (Winter)[1]**	**AN Emulsion (Summer)[1]**
Explosive Used - Construction (y -1) [t/blast]:	41.26	41.26
Explosive Used - Operations (y 14) [t/blast]:	22.70	22.70
Average Area per Blast - Construction [m^2]:	4615.66	4615.66
Average Area per Blast - Peak Operations (y 14) [m^2]:	2538.61	2538.61
Assumed Blast Duration (all scenarios)	0.05	min

[1]It was assumed that 50% of blasts are in the summer and 50% are in the winter

Emission Calculations

Explosive Detonation

				Construction	Operations
Substance	**CAS-No**	**Explosive**	**Emission Factor [kg/Mg]**	**Hourly Emissions [g/s]**	**Hourly Emissions [g/s]**
Carbon Monoxide	630-08-0	ANFO	34	389.7	214.3
		AN Emulsion[1]	2.3	26.4	14.5
Nitrogen Oxides	11104-93-1	ANFO	8	91.7	50.4
		AN Emulsion	0.2	2.29	1.26
Sulphur Dioxide	7446-09-5	ANFO	0.06	0.688	0.378
		AN Emulsion[2]	0.06	0.688	0.378

[1]CO emission factor for AN Emulsion for > 150mm diameter holes
[2]SO_2 emission factor for AN emulsion assumed the same as ANFO

					Hourly		Annual	
Substance	**CAS-No**	**Emission Factor Construction[1] [kg/blast]**	**Emission Factor Operations[1] [kg/blast]**	**Scaling Factor to TPM**	**Emissions - Construction [g/s]**	**Emissions - Operations [g/s]**	**Emissions - Construction [g/s]**	**Emissions - Operations [g/s]**
Total Particulate Matter	N/A -1	68.99	28.1	—	19.16	7.82	3.42E-01	1.40E-01
Particulate matter less than or equal to 10 micrometers (µm) (PM10)	N/A -2	—	—	0.52	9.96	4.06	1.78E-01	7.26E-02
Particulate matter less than or equal to 2.5 µm (PM2.5)	N/A -3	—	—	0.03	0.57	0.23	1.03E-02	4.19E-03

[1]The dust emissions are independent of explosive type

Sample Calculations

Explosive Detonation

CO Emissions, Construction = Emission Factor [kg/Mg] x Explosive Used [kg/blast] x Number of Blasts [#/hour] x conversion

$$\text{CO Emissions, Construction} = \frac{34\ \text{kg CO}}{\text{Mg ANFO}} \times 41.265\ \frac{\text{t ANFO}}{\text{blast}} \times 1\ \frac{\text{blasts}}{\text{hour}} \times \frac{1000\ \text{g CO}}{1\ \text{kg CO}} \times \frac{1\ \text{hour}}{3600\ \text{seconds}}$$

$$\text{CO Emissions, Construction} = 389.7\ \frac{\text{g}}{\text{s}}$$

Blasting of Ore

$$\text{TPM Emission Factor [kg/blast]} = 0.00022 \times A^{1.5}$$

Where A = horizontal area (m^2) when blasting depth <21 m.

$$\text{TPM Emission Factor, Construction} = 0.00022 \times (4615.66\ m^2\ \text{blast})^{1.5}$$

$$\text{TPM Emission Factor, Construction} = 68.99\ \frac{\text{kg}}{\text{blast}}$$

$$\text{TPM Emission Factor, Construction} = \frac{EF \times \text{Blasts}}{\text{hour}} \times \text{Conversion}$$

$$\text{TPM Emissions} = \frac{68.99\ \text{kg}}{\text{blast}} \times \frac{1\ \text{Blasts}}{\text{hour}} \times \frac{1000\ \text{g}}{1\ \text{kg}} \times \frac{1\ \text{hour}}{3600\ \text{seconds}}$$

TPM Emissions = $\frac{19.2\ g}{s}$

TPM Emission Factor, Operations = $\frac{0.00022 \times (2538.61\ m^2)^{\wedge 1.5}}{blast}$

TPM Emission Factor, Operations = $\frac{28.1\ kg}{blast}$

Drilling Operations

Source Description

Drilling of boreholes used for blasting of the pit. There is one pre-split drill and one production drill during construction, and one pre-split and two production drills during operations. There are 185 holes/blast during construction and 1,032 holes/blast during peak operational year (y14). There can be up to 3 blasts per week during both construction and operation phases. The drill penetration rate is 19.6 m/h. Drilling is controlled with dust collectors.

Methodology

Particulate emissions from drilling were estimated using the estimated number of holes drilled per hour and the emission factors presented in AP-42 Chapter 11.9 - Western Surface Coal Mining. Emissions of PM10, PM2.5, and PM4 were estimated from TPM based on factors from the US EPA AP-42 Appendix B.2 Generalized Particle Size Distribution Document (1995), available at: https://www3.epa.gov/ttnchie1/ap42/appendix/appb-2.pdf
A control efficiency of 99% (for a dust collector) was used following Australian NPI Emission estimation technique manual for mining Version 3.1. January 2012. The estimated number of holes drilled hourly was estimated from the number or holes drilled per blast, the blast frequency, and the operational hours per day.

Emission Release Summary

Phase	Source	Description	Number of Drills/hour	Emission Rates (g/s)		
				TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$
Construction	ProdDrill1	Production Drill (4-8")	7.9	0.013	0.0067	0.0019
	Predrill	Auxiliary Pre-split Drill (4.5-8")	7.9	0.013	0.0067	0.0019
Operations	ProdDrill1	Production Drill (4-8")	9.2	0.015	0.0079	0.0023
	ProdDrill2	Production Drill (4-8")	9.2	0.015	0.0079	0.0023
	PreDrill	Auxiliary Pre-split Drill (4.5-8")	18.4	0.030	0.0157	0.0045

Calculation Inputs

Phase	Number of Days	Operational Hours per Day	Blasts per week	Holes/blast	Number of drill holes per day
Construction	100	10	3	185	79.13
Operations	365	24	3	1032	442.27

Mitigation	Dust collector
Control efficiency	99%
Drill penetration rate (m/h)	19.6

Contaminant	Efs (kg/borehole)	Scale factor	Source
TPM	0.59	-	AP-42; Table 11.9-4
PM10	-	0.52	AP-42 Appendix B.2; Table B.2.2
PM2.5	-	0.15	AP-42 Appendix B.2; Table B.2.2

Sample Calculations

TPM Emissions, Construction ProdDrill1 (g/s) = drilling rate [holes/hour] x Emission Factor [kg TPM/hole] x Conversion x (1-CE)

$$\text{TPM Emissions, Construction ProdDrill1 (g/s)} = \frac{7.9 \text{ holes}}{\text{hour}} \times \frac{0.59 \text{ kg}}{\text{borehole}} \times \frac{1 \text{ hr}}{3600 \text{ sec}} \times \frac{1000 \text{ g}}{1 \text{ kg}} \times (1-0.99)$$

$$\text{TPM Emissions, Construction ProdDrill1} = \frac{0.013 \text{ g}}{\text{s}}$$

Storage Pile Erosion - Fugitive Emissions of Particulate Matter

Source Description There are numerous materials (different grade ores, till, waste rock) that are stockpiled outside at the facility. Emissions result from wind erosion of stockpile surfaces. Of the active waste rock pile, only 5000 m2 is exposed at any one time, the remainder is covered with material with a lower silt content. During construction, it was assumed that the piles are exposed. ROM pad, ore, and final product were also assumed to be exposed.

Methodology -The equation for estimating storage pile particulate emissions is sourced from Mojave Desert Air Quality Management District (MDAQMD), Mineral Handling and Processing Industries, Table 2, 2000, as presented in the ECCC NPRI "Pits and quarries reporting guide." This method is for an annual estimate and was converted to an emission rate in g/s. To represent the worst case day of emissions (dry and windy), it was assumed that 100% of time was >19.3 km/hour wind and that there were zero days with rain or snow cover.

Calculation Inputs

Silt Content (Exposed Rock) [%]	2.0
Silt Content (Covered Wasterock)[1]	0.5
Active Wasterock area exposed [m2]	5000.0
Silt Content (Sand and till) [%][2]	2.6
Silt Content (overburden) [%][2]	7.5
Days with rain >0.252mm or with snow cover[3]	0

[1]Silt content of rock/wasterock provided by Galaxy. Exposed/active rock 2% silt, covered rock 0.5% silt.

[2]Silt contents of sand/overburden obtained from AP-42 13.2.4 table 13.2.4-1 as follows:

-Sand according to municipal solid waste landfills, sand

-Overburden according to the Western surface coal mining, overburden

[3]Assumed to be 0 for worst case days in which there is no precipitation

Emission Calculations

$EF = 1.12 * 10^{-4} * J * 1.7 * (s/1.5) * 365 * ((365-P)/235) * (I/15)$

Where,

EF: Emission factor in (kg/m^2)

J: Particulate aerodynamic factor

s: Average silt loading of storage pile in percent (%)

P: Average number of days during the year with at least 0.254 mm of precipitation

I: Percentage of time in the year with unobstructed wind speed >19.3 km/h in percent (%)

The particle aerodynamic factor for TPM, PM_{10} and $PM_{2.5}$ are:

$J_{(TPM)}$ =	1
$J_{(PM10)}$ =	0.5
$J_{(PM2.5)}$ =	0.2

Substance	NPRI CAS-No	Emission Factor Rock - Active [kg/m^2]	Emission Factor Rock - Covered [kg/m^2]	Emission Factor Sand [kg/m^2]	Emission Factor Overburden [kg/m^2]
Total Particulate Matter	NA - M08	9.59E-01	2.40E-01	1.25	3.60
Particulate matter less than or equal to 10 micrometers (µm) (PM10)	NA - M09	4.80E-01	1.20E-01	0.62	1.80
Particulate matter less than or equal to 2.5 µm (PM2.5)	NA - M10	1.92E-01	4.80E-02	0.25	0.72

				Max. Emission Rate [g/s]			Max. Emission Rate [g/s m^2]		
Phase	Stockpile	Material	Surface Area (m^2)	TPM	PM10	PM2.5	TPM	PM10	PM2.5
Construction[1]	Storage Yard - Mobile Crusher Rock	Rock	28,000	8.52E-01	4.26E-01	1.70E-01	3.04E-05	1.52E-05	6.08E-06
	Storage Yard - Mobile Crusher Sand	Sand and till	13,000	5.14E-01	2.57E-01	1.03E-01	3.96E-05	1.98E-05	7.91E-06
	Stripped waste rock - W	Overburden	299,050	3.41E+01	1.71E+01	6.82E+00	1.14E-04	5.70E-05	2.28E-05
	Stripped waste rock - E	Rock	365,537	1.11E+01	5.56E+00	2.22E+00	3.04E-05	1.52E-05	6.08E-06
Operations - Year 14 (2035)	South-West Waste Rock - Covered	Rock	310,314	2.36E+00	1.180E+00	4.72E-01	7.61E-06	3.80E-06	1.52E-06
	West Waste Rock - Covered	Rock	299,050	2.27E+00	1.137E+00	4.55E-01	7.61E-06	3.80E-06	1.52E-06
	North East Waste Rock - Covered	Rock	568,662	4.33E+00	2.163E+00	8.65E-01	7.61E-06	3.80E-06	1.52E-06
	East Waste Rock (pre extension) - Covered	Rock	360,537	2.74E+00	1.371E+00	5.48E-01	7.61E-06	3.80E-06	1.52E-06
	East Waste Rock (pre extension) - Active	Rock	5,000	1.52E-01	7.606E-02	3.04E-02	3.04E-05	1.52E-05	6.08E-06
	Rom Pad Stockpile	Rock	1,781	5.42E-02	2.709E-02	1.08E-02	3.04E-05	1.52E-05	6.08E-06
	Primary Ore Stockpile	Rock	1,991	6.06E-02	3.029E-02	1.21E-02	3.04E-05	1.52E-05	6.08E-06
	Final Product Stockpile	Rock	1,500	4.56E-02	2.282E-02	9.13E-03	3.04E-05	1.52E-05	6.08E-06
	Total		**143,259**	4.36E+00	2.18E+00	8.72E-01	3.04E-05	1.52E-05	6.08E-06

[1]Assumes that all four waste rock piles are stripped during construction

Sample Calculations

TPM Emissions = Emission Factor × Surface Area of Stockpiles × Conversion

Emission Factor TPM Rock = 1.12 * 10-4 * J * 1.7 * (s/1.5) * 365 * ((365-P)/235) * (l/15)

**Parameters defined above*

$$\text{Emission Factor TPM Rock} = \frac{1.12 \times 0.0001 \times 1 \times 1.7 \times \frac{2.0}{1.5} \times 365 \times \left(\frac{365 - 0}{235}\right) \times \frac{100}{15}}{}$$

$$\text{Emission Factor TPM Rock} = 0.959 \ \frac{kg}{m^2 \ year}$$

$$\text{TPM Emissions} = \frac{0.959 \ \frac{kg}{m^2 \ year} \times 28000 \ m^2 \times \frac{1000 \ g}{1 \ kg} \times \frac{1 \ year}{365 \ days} \times \frac{1 \ day}{24 \ hours} \times \frac{1 \ hour}{3600 \ seconds}}{}$$

$$\text{TPM Emissions} = 0.9 \ \frac{g}{s}$$

Haul Truck Fugitives

Source Description: Fugitive dust from movement of haul trucks along haul routes and shipping trucks from loadout to off-site are estimated which include releases of TSP, PM10 and PM2.5. That roads will be watered regularly. Releases of combustion gases and particulate from fuel combustion in haul trucks are estimated in the " *Mobile Equipment Exhaust*" worksheet.

Methodology: Emissions calculated using method from US EPA, AP-42, Chapter 13.2.2 Unpaved Roads (US EPA 1995), Equation 13.2.2(1a). The length of road segments and number of cycles were obtained from the material movement log for haul trucks, and were based on the length from load-out to off-site and by the number of deliveries for the transport trucks. A control efficiency of 95% was applied during the winter months (October-May) as there is snow coverage, and a summer (June-September) control efficiency of 80% for the application of dust supression and consitent road watering, efficiencies obtained from Golder Associates. 2012. "Final Report Determination of Natural Winter Mitigation of Road Dust Emissions from Mining Operations in Northern Canada."

Calculation Inputs

Silt Content (%)[1]	2.00
Winter Control Efficiency (%)	95%
Summer Control Efficiency (%)	80%

[1]Silt content corresponding to the average value from US EPA AP-42 Chapter 13 Table 13.2.2-1, for "Stone Quarrying and Processing" for "Haul Road to/from Pit"

Vehicle	Vehicle weight (t)[2]	Cycles per Day
Haul Truck (CAT 777)[3]	119.8	Dependent on Route - See Material Movement Log
Kenworth T800 [4]	78.99	53

[3]From CAT 777G Specs, unloaded CAT 777 gross weight is 164.6 metric tonnes (loaded), with the payload of 89.4 metric tonnes. Average of loaded and unloaded is 119.8 metric tonnes. (https://www.cat.com/en_US/products/new/equipment/off-highway-trucks/off-highway-trucks/18265926.html)
[2]Assume the CAT 777 haul trucks are the average of the empty and loaded weight.
[4] As per "21010803 POLARIS CONFIG3.pdf", unloaded truck tare weight is 28.931 tonnes and the loaded truck weight is 114.431 tonnes. Average of loaded and unloaded truck is 78.99 metric tonnes.

Haul Truck Capacity

	Rock	Waste	Overburden
	Mining Haul Truck (100 t) CAT 777	Mining Haul Truck (100 t) CAT 777	Mining Haul Truck (100 t) CAT 777
Rated Truck Payload (t)	90	90	90
Actual Truck Payload - Wet (t)	88	88	88
Actual Truck Payload - Dry (t)	86	85	86

Phase	Daily Operating Hours	Operating Days per Phase
Construction	10	100
Operations - hauling	24	365
Operations - shipping	12	365
Operations - expansion	10	365

Compound	Particle Size (µm)	k [kg/VKT]	a	b	Emission Factor (Haul Trucks) [kg/VKT]	Emission Factor (Kenworth) [kg/VKT]
Total Particulate Matter[5]	30	1.381	0.7	0.45	2.071	1.717
Particulate matter less than or equal to 10 micrometers (µm) (PM10)	10	0.423	0.9	0.45	0.443	0.367
Particulate matter less than or equal to 2.5 µm (PM2.5)	2.5	0.042	0.9	0.45	0.044	0.036
Particulate matter less than or equal to 4 µm (PM4)	4	0.1219	0.9	0.45	0.1	0.1

[5]Parameters for PM-30 assumed to be equal to TPM as stated in US EPA CHIEF, AP-42, Chapter 13, Table 13.2.2-2

Haul Route Information

		Construction													Operation - Year 14												
								Summer (June-Sept)				Winter (Oct-May)										Summer (June-Sept)				Winter (Oct - May)			
Phase	Haul Route	Approx. Length (m)	Material Hauled (ktonnes)	Truck trips (cycles)			VKT (per day)	TPM Emission (haul trucks)[5] [g/s]	PM10 Emission (haul trucks) [g/s]	PM4 (annual rate)	PM2.5 Emission (haul trucks) [g/s]	TPM Emission (haul trucks)[5] [g/s]	PM10 Emission (haul trucks) [g/s]	PM4 (annual rate)	PM2.5 Emission (haul trucks) [g/s]	Approx. Length (m)	Material Hauled (ktonnes for year 14)	Truck trips (cycles)			VKT (per day)	TPM Emission[5] [g/s]	PM10 Emissions [g/s]	PM2.5 Emissions [g/s]	PM4 (annual rate)	TPM Emission[5] [g/s]	PM10 Emissions [g/s]	PM2.5 Emissions [g/s]	PM4 (annual rate)
				Annual (Y -1)	Daily	Hourly												Annual (Y14)	Daily	Hourly									
JB2-1 (Center Pit Phase 1). CP1	Bench to Surface	1133.9	2500	29070	291	30	659.9	7.591	1.625	0.4683	0.161	1.898	0.406	0.117	0.040	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to Ore	1826.8	183.6	2135	22	3	80.4	0.925	0.198	0.0570	0.020	0.231	0.049	0.014	0.005	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to North Dump	0.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to JB1 Dump	0.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to East Dump	1634.1	2316.4	26936	270	27	882.4	10.151	2.173	0.6261	0.216	2.538	0.543	0.157	0.054	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to East Dump Ext.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
JB2-4 (Center Pit Phase 4) - CP4	Bench to Surface	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3590.119378	8968.9	104291	286	12	2054	9.84	2.11	0.21	0.61	2.46	0.53	0.05	0.152
	Surface to Ore	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1826.848333	1173.2	13642	38	2	139	0.67	0.14	0.01	0.04	0.17	0.04	0.00	0.010
	Surface to North Dump	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to JB1 Dump	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to East Dump	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to East Dump Ext.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2486	7795.8	90649	249	11	1238	5.93	1.27	0.13	0.366	1.48	0.32	0.03	0.092
JB3-1 (East Pit Phase 1)	Bench to Surface	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	826.89	2031.1	23617	65	3	107	0.52	0.11	0.01	0.032	0.13	0.03	0.00	0.008
	Surface to Ore	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2404.71	756.6	8798	25	2	120	0.58	0.12	0.01	0.036	0.14	0.03	0.00	0.009
	Surface to North Dump	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to JB1 Dump	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to East Dump	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Surface to East Dump Ext.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2404.71	1274.5	14820	41	2	197	0.95	0.2	0.02	0.058	0.24	0.05	0.01	0.0146
Concentrate Shipping[2]	Plant Loadout to Off-site	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	450	-	-	53	5	48	0.38	0.081	0.0081	0.023	0.095	0.020	0.0020	0.00058
Tailings to East ER Extension[1]	Tails to East Dump Ext.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2220	0	-	-	3	242	1.16	0.25	0.02	0.072	0.29	0.06	0.01	0.0179

[5]Parameters for PM-30 assumed to be equal to TPM as stated in US EPA CHIEF, AP-42, Chapter 13, Table 13.2.2-2
[2]Distance estimated from final product loadout area to off-site
[1]Distance estimated from tailings loadout to east waste rock extension location

Sample Calculation

EF = k x (s/12)^a x (W/3)^b]

Where
EF = Emission Factor (kg/VKT)
VKT/day = km/day (total unpaved road travelled)
s = % (surface material silt content)
W = metric tonnes (mean vehicle weight)

EF TPM (haul trucks) = [1.381 kg/VKT] x (2.00 / 12)^0.7 x (119.80 tonnes / 3)^0.45]

EF TPM (haul trucks) = 2.0706 kg/VKT

TPM Emission Rate = EF x VKT x (1- Control Efficiency) x (Natural Adjustment) x Conversion

TPM Emission Rate Summer (Construction JB2-1, surface to ore) = 2.0706 kg/VKT x 80.3813 km/day x (1-0.8) x 1000 g/kg x 1 day/10 hour x 1 hour/3600 seconds

TPM Emission Rate = 0.92 g/second

Off-Road Mobile Equipment Exhaust

Source Description

Exhaust from the combustion of diesel fuel in large off-road mobile equipment and haul trucks on-site. Smaller mobile sources (smaller equipment and passenger vehicles) were not modelled as the expected air contaminant releases are not likely to contribute substantively to ground-level concentrations outside Project area.

Methodology

Exhaust gas emissions from off-road mobile equipment were estimated using the engine power (hp), the load factor, and emission factors (g/hp hr) obtained from the US-EPA July 2010 document "Exhaust and Crankcase Emission Factors for Nonroad Engine Modeling Compression-Ignition". Metal emissions from exhaust were estimated using estimated fuel consumption (from hp and BSFC) and emission factors (g/gal) obtained from the "US-EPA 2018 document Speciation Profles and Toxic Emission Factors for Nonroad Engines in MOVES2014b." It was conservatively assumed all of the equipment had no DPF or SCR. Equipment list was provided by Galaxy, where engine power was not provided, it was assumed to be similar to those in the former assessment.

Calculation Inputs

Transient Adjustment Factors (TAF) by Equipment Type for Nonroad CI Equipment

Non-Road Equipment	HC	CO	NOx		PM		BSFC	
	Base-T3	Base-T3	Base, T0-T2	Tier 3	Base, T0-T2	Tier 3	Base-T3	Tier 4
Dozer	1.05	1.53	0.95	1.04	1.23	1.47	1.01	1
Bore/Drill	1	1	1	1	1	1	1	1
Excavators	1.05	1.53	0.95	1.04	1.23	1.47	1.01	1
Graders	1.05	1.53	0.95	1.04	1.23	1.47	1.01	1
Off-highway Trucks	1.05	1.53	0.95	1.04	1.23	1.47	1.01	1
Loader	1.05	1.53	0.95	1.04	1.23	1.47	1.01	1
Rollers	1.05	1.53	0.95	1.04	1.23	1.47	1.01	1
Construction Equipment Crushing/Pro	1	1	1	1	1	1	1	1

Engine Power (hp)	Technology Type	Emission Factors Steady-State (g/hp-hr)				BSFC (lb/hp-hr)
		HC	CO	NOx	PM	
>175 to 300	Tier 2	0.3085	0.7475	4	0.1316	0.367
	Tier 3	0.1836	0.7475	2.5	0.15	
	Tier 4	0.1314	0.075	2.5	0.0092	
	Tier 4N	0.1314	0.075	0.276	0.0092	
>300 to 600	Tier 2	0.1669	0.8425	4.3351	0.1316	0.367
	Tier 3	0.1669	0.8425	2.5	0.15	
	Tier 4	0.1314	0.084	2.5	0.0092	
	Tier 4N	0.1314	0.084	0.276	0.0092	
>600 to 750	Tier 2	0.1669	1.3272	4.1	0.1316	0.367
	Tier 3	0.1669	1.3272	2.5	0.15	
	Tier 4	0.1314	0.133	2.5	0.0092	
	Tier 4N	0.1314	0.133	0.276	0.0092	
>750 except generator sets	Tier 2	0.1669	0.7642	4.1	0.1316	0.367
	Tier 4	0.2815	0.7642	2.392	0.069	
	Tier 4N	0.1314	0.076	2.392	0.0276	

Diesel Density	7.1	lb/gal

Deterioration Factors

Species	A (%increase/% useful life)			
	Base/Tier 0	Tier 1	Tier 2	Tier 3+
HC	0.047	0.036	0.034	0.027
CO	0.185	0.101	0.101	0.151
Nox	0.024	0.024	0.009	0.008
PM	0.473	0.473	0.473	0.473

Metal Emission Factors

Engine Tier & Power	Pollutant	Emission Factor (g/gal)
Tier 0 – Tier 3, Tier 4: no DPF	Chromium 6	7.78E-08
	Manganese	3.46E-05
	Nickel	6.05E-05
	Elemental Gas-Phase Hg	1.20E-07
	Reactive Gas-Phase Hg	6.20E-08
	Particulate Hg	3.20E-08
	Total Hg	2.14E-07
	Arsenic	1.61E-05
Tier 4: DPF, no SCR	Chromium 6	3.19E-08
	Manganese	4.09E-06
	Nickel	4.15E-06
	Elemental Gas-Phase Hg	1.20E-07
	Reactive Gas-Phase Hg	6.20E-08
	Particulate Hg	3.20E-08
	Total Hg	2.14E-07
	Arsenic	1.61E-05
Tier 4: DPF+SCR	Chromium 6	1.16E-08
	Manganese	1.20E-06
	Nickel	1.58E-06
	Elemental Gas-Phase Hg	1.20E-07
	Reactive Gas-Phase Hg	6.20E-08
	Particulate Hg	3.20E-08
	Total Hg	2.14E-07
	Arsenic	1.61E-05

Emission Release Summary

Non-Road Equipment	HP	Tier	Loading Factor	Estimated Fuel Usage (lbs/hour)	Number of Units		Emission Factors (g/hp-hr)				TAF				Deterioration Factor				Adjusted EF				
					Construction	Operations	HC	CO	NOx	PM	HC	CO	Nox	PM	HC	CO	Nox	PM	HC	CO	NOx	PM	SO_2
Haul Truck - 100t CAT777	916	T4	0.59	336.2	3	9	0.28	0.76	2.39	0.07	1	1	1	1	1.027	1.151	1.008	1.473	0.289	0.880	2.411	0.102	0.005
Excavator (7m3)	476	T3	0.59	174.7	2	2	0.1669	0.8425	2.5	0.15	1.05	1.53	1.04	1.47	1.027	1.151	1.008	1.473	0.180	1.484	2.621	0.325	0.005
Excavator (49 t)	476	T3	0.59	174.7	1	1	0.1669	0.8425	2.5	0.15	1.05	1.53	1.04	1.47	1.027	1.151	1.008	1.473	0.180	1.484	2.621	0.325	0.005
Track dozer	441	T3	0.59	161.8	2	2	0.1669	0.8425	2.5	0.15	1.05	1.53	1.04	1.47	1.027	1.151	1.008	1.473	0.180	1.484	2.621	0.325	0.005
Wheel dozer	496	T3	0.59	182.0	1	1	0.1669	0.8425	2.5	0.15	1.05	1.53	1.04	1.47	1.027	1.151	1.008	1.473	0.180	1.484	2.621	0.325	0.005
Crushing/screening unit	415	T3	0.43	152.3	2	1	0.1669	0.8425	2.5	0.15	1	1	1	1	1.027	1.151	1.008	1.473	0.171	0.970	2.520	0.221	0.005
Crushing/screening unit	225	T3	0.43	82.6	2	1	0.1836	0.7475	2.5	0.15	1	1	1	1	1.027	1.151	1.008	1.473	0.189	0.860	2.520	0.221	0.005
pre-split drilling machine	325	T3	0.43	119.3	1	1	0.1669	0.8425	2.5	0.15	1	1	1	1	1.027	1.151	1.008	1.473	0.171	0.970	2.520	0.221	0.005
production drilling machine	325	T3	0.43	119.3	1	2	0.1669	0.8425	2.5	0.15	1	1	1	1	1.027	1.151	1.008	1.473	0.171	0.970	2.520	0.221	0.005
Grader	294	T3	0.59	107.9	1	1	0.1836	0.7475	2.5	0.15	1.05	1.53	1.04	1.47	1.027	1.151	1.008	1.473	0.198	1.316	2.621	0.325	0.005
Wheel loader	814	T2	0.59	298.7	0	1	0.1669	0.7642	4.1	0.1316	1.05	1.53	0.95	1.23	1.034	1.101	1.009	1.473	0.181	1.287	3.930	0.238	0.005
Utility Wheel Loader - (250HP)	250	T4i	0.59	91.8	1	2	0.1314	0.075	2.5	0.0092	1	1	1	1	1.027	1.151	1.008	1.473	0.135	0.086	2.520	0.014	0.005
Stemming Loader	386	T4	0.59	141.7	0	1	0.1314	0.084	2.5	0.0092	1	1	1	1	1.027	1.151	1.008	1.473	0.135	0.097	2.520	0.014	0.005
Articulated Dump Truck (34kL tank)	791	T2	0.59	290.3	1	1	0.1669	0.7642	4.1	0.1316	1.05	1.53	0.95	1.23	1.034	1.101	1.009	1.473	0.181	1.287	3.930	0.238	0.005
Articulated Dump Truck 45t	791	T2	0.59	290.3	2	2	0.1669	0.7642	4.1	0.1316	1.05	1.53	0.95	1.23	1.034	1.101	1.009	1.473	0.181	1.287	3.930	0.238	0.005

	Emissions per unit (g/s)																
Non-Road Equipment	**HC**	**CO**	**NOx**	**PM**	**$PM_{2.5}$[1]**	**PM_{10}[2]**	**VOCs[3]**	**SO_2**	**Cr6**	**Cr3[4]**	**Total Cr**	**Mn**	**Ni**	**Gaseous Hg**	**Particulate Hg**	**Total Hg**	**As**
Haul Truck - 100t CAT777	4.34E-02	1.32E-01	3.62E-01	1.53E-02	1.48E-02	1.53E-02	4.57E-02	7.32E-04	6.04E-10	2.75E-09	3.35E-09	2.68E-07	4.69E-07	1.41E-09	2.48E-10	1.66E-09	1.25E-07
Excavator (7m3)	1.40E-02	1.16E-01	2.04E-01	2.53E-02	2.46E-02	2.53E-02	1.48E-02	3.80E-04	3.14E-10	1.43E-09	1.74E-09	1.40E-07	2.44E-07	7.34E-10	1.29E-10	8.63E-10	6.49E-08
Excavator (49 t)	1.40E-02	1.16E-01	2.04E-01	2.53E-02	2.46E-02	2.53E-02	1.48E-02	3.80E-04	3.14E-10	1.43E-09	1.74E-09	1.40E-07	2.44E-07	7.34E-10	1.29E-10	8.63E-10	6.49E-08
Track dozer	1.30E-02	1.07E-01	1.89E-01	2.35E-02	2.28E-02	2.35E-02	1.37E-02	3.52E-04	2.91E-10	1.32E-09	1.61E-09	1.29E-07	2.26E-07	6.80E-10	1.20E-10	7.99E-10	6.01E-08
Wheel dozer	1.46E-02	1.21E-01	2.13E-01	2.64E-02	2.56E-02	2.64E-02	1.54E-02	3.96E-04	3.27E-10	1.49E-09	1.82E-09	1.45E-07	2.54E-07	7.65E-10	1.34E-10	8.99E-10	6.76E-08
Crushing/screening unit	8.50E-03	4.81E-02	1.25E-01	1.10E-02	1.06E-02	1.10E-02	8.95E-03	2.42E-04	1.99E-10	9.08E-10	1.11E-09	8.87E-08	1.55E-07	4.66E-10	8.20E-11	5.48E-10	4.13E-08
Crushing/screening unit	5.07E-03	2.31E-02	6.77E-02	5.94E-03	5.76E-03	5.94E-03	5.34E-03	1.31E-04	1.08E-10	4.92E-10	6.00E-10	4.81E-08	8.40E-08	2.53E-10	4.45E-11	2.97E-10	2.24E-08
pre-split drilling machine	6.65E-03	3.76E-02	9.78E-02	8.58E-03	8.32E-03	8.58E-03	7.01E-03	1.89E-04	1.56E-10	7.11E-10	8.67E-10	6.94E-08	1.21E-07	3.65E-10	6.42E-11	4.29E-10	3.23E-08
production drilling machine	6.65E-03	3.76E-02	9.78E-02	8.58E-03	8.32E-03	8.58E-03	7.01E-03	1.89E-04	1.56E-10	7.11E-10	8.67E-10	6.94E-08	1.21E-07	3.65E-10	6.42E-11	4.29E-10	3.23E-08
Grader	9.54E-03	6.34E-02	1.26E-01	1.56E-02	1.52E-02	1.56E-02	1.00E-02	2.35E-04	1.94E-10	8.83E-10	1.08E-09	8.62E-08	1.51E-07	4.53E-10	7.97E-11	5.33E-10	4.01E-08
Wheel loader	2.42E-02	1.72E-01	5.24E-01	3.18E-02	3.09E-02	3.18E-02	2.55E-02	6.51E-04	5.36E-10	2.44E-09	2.98E-09	2.39E-07	4.17E-07	1.26E-09	2.21E-10	1.48E-09	1.11E-07
Utility Wheel Loader - (250HP)	5.53E-03	3.54E-03	1.03E-01	5.55E-04	5.39E-04	5.55E-04	5.82E-03	2.00E-04	1.65E-10	7.51E-10	9.15E-10	7.33E-08	1.28E-07	3.85E-10	6.78E-11	4.53E-10	3.41E-08
Stemming Loader	8.54E-03	6.12E-03	1.59E-01	8.57E-04	8.32E-04	8.57E-04	8.99E-03	3.09E-04	2.54E-10	1.16E-09	1.41E-09	1.13E-07	1.98E-07	5.95E-10	1.05E-10	7.00E-10	5.26E-08
Articulated Dump Truck (34kL tank)	2.35E-02	1.67E-01	5.09E-01	3.09E-02	3.00E-02	3.09E-02	2.47E-02	6.32E-04	5.21E-10	2.37E-09	2.90E-09	2.32E-07	4.05E-07	1.22E-09	2.14E-10	1.43E-09	1.08E-07
Articulated Dump Truck 45t	2.35E-02	1.67E-01	5.09E-01	3.09E-02	3.00E-02	3.09E-02	2.47E-02	6.32E-04	5.21E-10	2.37E-09	2.90E-09	2.32E-07	4.05E-07	1.22E-09	2.14E-10	1.43E-09	1.08E-07

[1]PM2.5 scaling factor is equal to 0.97 TPM, from US EPA (2010)

[2]PM10 = TPM as per US EPA (2010)

[3]VOC = HC*1.053 as per Conversion factors for hydrocarbon emission components, US-EPA 2010.

[4]Chromium III emissions assume that Chromium VI emissions are 18% of total Chromium emissions based on:

US EPA 2016. Air Toxic Emissions from On-road Vehicles in MOVES2014

Taylor, M. 2003. Memorandum: Revised HAP Emission Factors for Stationary Combustion Turbines, Prepared by Alpha-Gamma Technologies, Inc for Sims Roy, EPA OAQPS ESD Combustion Group. August, 2003.Docket ID: OAR-2002-0060-0649. Access via http://www.regulations.g

Sample Calculations

Example below for emissions of carbon monoxide from a track dozer (441 HP, Tier 3, 0.59 loading factor

Deterioration Factor CO = 1 + A x age factor

Deterioration Factor CO = 1 + 0.151 x 1

Deterioration Factor CO = 1.151

Adjusted Emission Factor CO = $Ef_{ss,CO}$ x TAF_{CO} x DF_{CO}

Adjusted Emission Factor CO = 0.8425 g/hp-hr x 1.53 x 1.151

Adjusted Emission Factor CO = 1.484 g/hp-hr

CO Emissions (g/s)= $EF_{adj,CO}$ x veh_{HP} x load factor x conversion

CO Emissions (g/s)= 1.484 g/hp-hr x 441 hp x 0.59 x 1/3600 h/sec

CO Emissions (g/s)= 0.1072 g/s

Emission Factors of SO_2 estimated using US-EPA July 2010 document "Exhaust and Crankcase Emission Factors for Nonroad Engine Modeling Compression-Ignition" as presented below:

$$SO_2 = (BSFC * 453.6 * (1 - soxcnv) - HC) * 0.01 * soxdsl * 2 \quad \text{[Equation 7]}$$

Where *BSFC the in-use adjusted fuel consumption in lb/hp-hr*
453.6 is the conversion factor from pounds to grams
soxcnv is the fraction of fuel sulfur converted to direct PM
HC is the in-use adjusted hydrocarbon emissions in g/hp-hr
0.01 is the conversion factor from weight percent to weight fraction
soxdsl is the episodic weight percent of sulfur in nonroad diesel fue
2 is the grams of SO2 formed from a gram of sulfu

Parameter	Value	Units	Source
soxcnv	0.02247	g PM sulphur/ g fuel S consumed (Base to T3)	US-EPA (2010)
	0.3	Tier 4	
soxdsl	0.0015	episodic fuel sulphur weight percent	Sulfur in Diesel Fuel Regulations (Environment Canada, 2013) for diesel fuels for off-road engines
EF *ss-BSFC*	0.367	lb / hp-hr	US PEA (2010) Table A4

SO_2 Emission Factor(g/hp-hr) = (BSFC x 453.6 g/lb x (1 - soxCNV) - HC) x 0.01 x soxdsl x 2

SO_2 Emission Factor(g/hp-hr) = (0.367 lb/hp-hr x 453.6 g/lb x (1 - 0.02247) x 0.01 x 0.0015 x 2

SO_2 Emission Factor(g/hp-hr) = 0.0048819 g/hp-hr

Loading and Unloading - Fugitive Emissions of Particulate Matter

Source Description There are numerous materials (ore, waste rock, concentrate, residue) that are handled on-site. Emissions source from the loading and unloading of material (drop sources).

Methodology Material loading/unloading were assessed as drop sources, particulate emissions were calculated using *US EPA TTN CHIEF, AP-42, Fifth Edition, Volume I, Chapter 13, Equation 13.2.4.(1)* and the quantity of material transferred.

Emission Release Summary

				Maximum Emission Rate [g/s][1]		
Phase	**Source ID**	**Description**	**Tonnage material [kt/hour]**	**TPM**	**PM10**	**PM2.5**
Construction	ldrockCP1Ben	Loading of rock at the Central Pit Phase 1 bench	1.00	0.98	0.46	0.07
	ldwrCP1Ben	Loading of waste rock at the Central Pit Phase 1	3.00	2.95	1.39	0.21
	ldsandCP1Ben	Loading of sand at the Central Pit Phase 1 bench	1.11	0.63	0.30	0.05
	unlrock	Unloading of rock at ore location	1.00	0.98	0.46	0.07
	unlwstED	Unloading of waste rock at East Dump	3.00	2.95	1.39	0.21
	unlsandORE	Unloading of sand at ore location	1.11	0.63	0.30	0.05
Operations (Maximum year - Year 14)	ldrkCP4B	Loading of rock at the Central Pit Phase 4 bench	2.00	1.97	0.930	0.14
	lders	Loading of plant residue	0.19	0.06	0.0283	0.004
	loadconc	Loading of concentrate at plant	0.79	0.29	1.39E-01	2.11E-02
	unlrock	Unloading of rock at ore location	2.00	1.97	0.93	0.141
	unlwstEDEx	Unloading of waste rock at East Dump Extension	2.00	1.97	0.93	0.14
	unldtail	Unloading plant residue at east dump extention[2]	0.19	0.06	2.83E-02	4.29E-03

[1] Emission rate corresponding to the maximum windspeed of 13.7 m/s

[2] Unloading of residue in the peak operational year (Y14) assumed to be at the east dump extension as this is the dump active during this phase

Calculation Inputs

Phase	Number of Days	Operational Hours per Day
Construction	100	10
Operations	365	24

Haul Route Information

		Construction			Operation - Year 14		
		Material Moved (Ktonnes)			Material Moved (Ktonnes)		
Phase	**Haul Route**	**Hourly**	**Daily**	**Annual (Y -1)**	**Hourly**	**Daily**	**Annual (Y14)**
JB2-1 (Center Pit Phase 1). CP1	Bench to Surface	3.0	25.0	2500	0.0	0.0	0
	Surface to Ore	1.0	2	184	0.0	0.0	0
	Surface to North Waste Rock	0.0	0	0	0.0	0.0	0
	Surface to JB1 Waste Rock	0.0	0	0	0.0	0.0	0
	Surface to East Waste Rock	3.0	24.0	2316	0.0	0.0	0
	Surface to East Waste Rock Ext.	0.0	0	0	0.0	0.0	0
JB2-4 (Center Pit Phase 4) - CP4	Bench to Surface	0.0	0	0	2.0	25.0	8969
	Surface to Ore	0.0	0	0	1.0	4.0	1173
	Surface to North Waste Rock	0.0	0	0	0.0	0.0	0
	Surface to JB1 Waste Rock	0.0	0	0	0.0	0.0	0
	Surface to East Waste Rock	0.0	0	0	0.0	0.0	0
	Surface to East Waste Rock Ext.	0.0	0	0	1.0	22.0	7796
JB3-1 (East Pit Phase 1)	Bench to Surface	0.0	0	0	1.0	6.0	2031
	Surface to Ore	0.0	0	0	1.0	3.0	757
	Surface to North Waste Rock	0.0	0	0	0.0	0.0	0
	Surface to JB1 Waste Rock	0.0	0	0	0.0	0.0	0
	Surface to East Waste Rock	0.0	0	0	0.0	0.0	0
	Surface to East Waste Rock Ext.	0.0	0	0	1.0	4.0	1274

				Sand		Ore/Waste Rock		Plant Residue		Concentrate	
Substance	**NPRI CAS**	**Particle Size**	**k**	**Moisture Content [%]**	**Drop Emission Factor [kg/ Mg]**	**Moisture Content [%]**	**Drop Emission Factor [kg/ Mg]**	**Moisture Content [%]**	**Drop Emission Factor [kg/ Mg]**	**Moisture Content [%]**	**Drop Emission Factor [kg/ Mg]**
Total Particulate Matter	NA - M08	< 30 um	0.74	7.4	0.0020	5	0.0035	11.4	0.0011	10	0.0013
Particulate matter less than or equal to 10 micrometers (µm) (PM10)	NA - M09	< 10 um	0.35		0.0010		0.0017		0.0005		0.0006
Particulate matter less than or equal to 2.5 µm (PM2.5)	NA - M10	< 2.5 um	0.053		0.0001		0.0003		0.0001		0.0001

Emission Calculations

US EPA AP-42, Chapter 13, Equation 13.2.4.(1):

E = k x 0.0016 x (U/2.2)^1.3 / (M/2)^1.4

Where:

E =		Emission Factor (kg/Mg)
U =	*13.700*	Max Wind Speed (m/s)
M =	*See above*	Material Moisture Content (%)
k =	*See above*	Particle Size Multiplier (dimensionless)

Sample Calculations

Drop E TPM Rock, uncontrolled = $0.74 \times 0.0016 \times \left(\frac{13.700 \text{ m/s}}{2.2}\right)^{1.3} \times \left(\frac{\text{See above \%}}{2}\right)^{1.4}$

Drop E TPM Rock, uncontrolled = 3.54E-03 kg/Mg

Drop Emission Rate Rock TPM, uncontrolled = E [kg/Mg] x Material Transferred [Mg/Year] x Conversion

WRDS Drop ER Rock TPM, uncontrolled = $3.54\text{E-}03 \frac{\text{kg}}{\text{Mg}} \times \frac{1 \text{ kt}}{\text{hour}} \times \frac{1000 \text{ tonne}}{1 \text{ kt}} \times \frac{1 \text{ hour}}{3600 \text{ seconds}} \times \frac{1000 \text{ g}}{1 \text{ kg}}$

WRDS Drop ER Rock TPM, uncontrolled = 0.98 g/s

Emissions from Mobile Crushing/Screening (during construction)

Source Description Emissions from the two mobile crushers and two mobile screens used during construction phase activities. The mobile crushers and screens are located at the storage yard.

Methodology Particulate emissions from crushing and screening were estimated using throughput data and emission factors sourced from the US EPA AP-42 Chapter 11.19.2 - Crushed Stone Processing and Pulverized Mineral Processing. It was conservatively assumed that the emission factor for crushing be that of tertiary crushing, controlled, as there is a waterjet prior to the crushing circuit.

Emissions Summary

		Construction Emission Rates (g/s)		
Source	**Process Description**	**TPM**	**PM_{10}**	**$PM_{2.5}$**
CRUSH1	Tertiary Crushing	0.093	0.042	0.008
CRUSH2	Tertiary Crushing	0.093	0.042	0.008
SCREEN1	Screening	0.170	0.057	0.004
SCREEN2	Screening	0.170	0.057	0.004

Particulate Matter Emission Calculations

	Construction
Througput [tonne/day]	11109.0
Operational Hours/day	10.00
Efficiency Factor	1.00
Throughput hourly [tonnes/hour]	1110.9
Throughput hourly per unit [tonnes/hour]	555.5

						Construction Emission Rates (g/s)		
Source	**Process Description**	**TPM EF [g/kg]**	**PM10 EF [g/kg]**	**PM2.5 EF [g/kg]**	**Mass throughput [kg/hour]**	**TPM**	**PM_{10}**	**$PM_{2.5}$**
CRUSH1	Tertiary Crushing	0.0006	0.00027	0.00005	555.45	0.09	0.04	0.008
CRUSH2	Tertiary Crushing	0.0006	0.00027	0.00005	555.45	0.09	0.04	0.008
SCREEN1	Screening	0.0011	0.00037	0.000025	555.45	0.17	0.06	0.004
SCREEN2	Screening	0.0011	0.00037	0.000025	555.45	0.17	0.06	0.004

Sample Calculations

Tertiary Crushing TPM Emissions = Annual Throughput × Emission Factor × Conversion x (1 - Control Efficiency)

$$\text{Tertiary Crushing TPM Emissions} = \frac{555\ \text{tonnes}}{\text{hour}} \times \frac{1000\ \text{kg}}{1\ \text{tonne}} \times \frac{0.0006\ \text{g}}{\text{kg}} \times \frac{1\ \text{hour}}{3600\ \text{seconds}}$$

$$\text{Tertiary Crushing TPM Emissions} = \frac{0.09\ \text{g}}{\text{s}}$$

Bull Dozing

Source Description Bull dozers are used to lay construction material and are used during the construction of the dike and waste areas

Methodology The dozer emission rates for particulate were estimated using hourly emission factors presented in AP-42 Section 11.9 Western Surface Coal Mining. It was assumed the emission factor for overburden could be used. A control efficiency of 50% was applied to represent the intermittent nature of this type of operation.

Emission Release Summary

Source ID	Source Description	Silt Content (%)[1]	Moisture %	Control Efficiency	Emission Rates (g/s) TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$
TrDoz1	Track Dozer (436 HP)	2	5	50%	0.098	0.014	0.010
TrDoz2	Track Dozer (436 HP)	2	5	50%	0.098	0.014	0.010
WhDoz1	Wheel Dozer (496 HP)	2	5	50%	0.098	0.014	0.010

[1]Silt content was provided by client for the ore and wasterock

Emission Calculations

Scaling Factors	
PM_{10} (of PM_{15})	$PM_{2.5}$ (of TPM)
0.75	0.105

TPM Emission Factor [kg/hour]= $\frac{2.6(s)^{1.2}}{(M)^{1.3}}$

Where: s = silt content (%)
M = Moisture content (%)

TPM Emission Factor [kg/hour]= $2.5 \times \frac{2.0}{5.0}^{\wedge 1.2 \,/\, \wedge 1.3}$

TPM Emission Factor [kg/hour]= $0.71 \frac{kg}{hr}$

TPM Emission Rate [g/s] = Emission Factor × Conversion x (1 - Control Efficiency)

TPM Emission Rate [g/s] = $0.71 \frac{kg}{hr} \times (1\text{-}0.5) \times \frac{1\ hr}{3600\ seconds} \times \frac{1000\ g}{1\ kg}$

TPM Emission Rate [g/s] = $0.098 \frac{g}{s}$

PM15 Emission Factor [kg/hour]= $\frac{0.45(s)^{1.5}}{(M)^{1.4}}$

PM15 Emission Factor [kg/hour]= $0.13 \frac{kg}{hr}$

Propane Combustion - Building Heating

Source Description The combustion of propane on-site for the heating of buildings.

Methodology Emissions from propane combustion were estimated using emission factors sourced from US EPA AP-42 Chapter 1.5 - Liquefied Petroleum Gas Combustion, July 2008.

Calculation Inputs

Sulphur Fuel Content[1]	239.6	mg/kg
Density propane	522	kg/m^3
Sulphur Fuel Content	125071.2	mg/m^3
Conversion mg/m^3 to gr/ft^3	0.00044	gr/ft^3
	0.54656	$gr/100\ ft^3$

[1]Sulphur fuel content of 239.6 mg/kg is based on the maximum Canadian sulphur standard in propane fuel - CAN / CGSB-3.14-2013

Substance	CAS No.	Emission Factor [kg/1000 L]
Total Particulate Matter	NA - 1	0.084
Particulate matter less than or equal to 10 micrometers (µm) (PM_{10})	NA - 2	0.084
Particulate matter less than or equal to 2.5 µm ($PM_{2.5}$)	NA - 3	0.084
Sulphur Dioxide[3]	7446-09-5	0.0066
Nitrogen Oxides	11104-93-1	1.56
Carbon Monoxide	630-08-0	0.9
Volatile Organic Compounds	NA - 4	0.12

Emission Release Summary

				Emissions [g/s]						
Source ID	Source Description	Phase	Max Propane usage [L/h]	Total Particulate Matter	Particulate matter less than or equal to 10 micrometers (µm) (PM_{10})	Particulate matter less than or equal to 2.5 µm ($PM_{2.5}$)	Sulphur Dioxide	Nitrogen Oxides	Carbon Monoxide	Volatile Organic Compounds
pt20	Auxiliary heating of the crushing building	Operations	132	3.08E-03	3.08E-03	3.08E-03	2.40E-04	5.72E-02	3.30E-02	4.40E-03
pt21	Crushing building ventilation	Operations	50	1.17E-03	1.17E-03	1.17E-03	9.11E-05	2.17E-02	1.25E-02	1.67E-03
pt22	Auxiliary heating of the screening building	Operations	74	1.73E-03	1.73E-03	1.73E-03	1.35E-04	3.21E-02	1.85E-02	2.47E-03
pt23	Screening building ventilation	Operations	20	4.67E-04	4.67E-04	4.67E-04	3.64E-05	8.67E-03	5.00E-03	6.67E-04
pt24a, b, c, d	Auxiliary heating of the SMD building	Operations	1613	3.76E-02	3.76E-02	3.76E-02	2.94E-03	6.99E-01	4.03E-01	5.38E-02
pt25	SMD building ventilation	Operations	149	3.48E-03	3.48E-03	3.48E-03	2.71E-04	6.46E-02	3.73E-02	4.97E-03
pt26	Auxiliary heating of the concentrates building	Operations	113	2.64E-03	2.64E-03	2.64E-03	2.06E-04	4.90E-02	2.83E-02	3.77E-03
pt27	Auxiliary heating of the tailings building	Operations	74	1.73E-03	1.73E-03	1.73E-03	1.35E-04	3.21E-02	1.85E-02	2.47E-03
pt28	Auxiliary warehouse heating	Operations	132	3.08E-03	3.08E-03	3.08E-03	2.40E-04	5.72E-02	3.30E-02	4.40E-03
pt29	Warehouse building ventilation	Operations	30	7.00E-04	7.00E-04	7.00E-04	5.47E-05	1.30E-02	7.50E-03	1.00E-03
pt30	Auxiliary heating of the workshop building	Operations	74	1.73E-03	1.73E-03	1.73E-03	1.35E-04	3.21E-02	1.85E-02	2.47E-03
pt31	Workshop building ventilation	Operations	10	2.33E-04	2.33E-04	2.33E-04	1.82E-05	4.33E-03	2.50E-03	3.33E-04
pt32a, b, c, d	Auxiliary heating of the mining services building	Operations	113	2.64E-03	2.64E-03	2.64E-03	2.06E-04	4.90E-02	2.83E-02	3.77E-03
pt33	Mining services building ventilation	Operations	109	2.54E-03	2.54E-03	2.54E-03	1.99E-04	4.72E-02	2.73E-02	3.63E-03
pt34	Construction camp - dorms 1	Construction & Operations	43	1.00E-03	1.00E-03	1.00E-03	7.83E-05	1.86E-02	1.08E-02	1.43E-03
pt35	Construction camp - dorms 2	Construction & Operations	43	1.00E-03	1.00E-03	1.00E-03	7.83E-05	1.86E-02	1.08E-02	1.43E-03
pt36	Operations camp - dorms 1	Construction & Operations	54	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
pt37	Operations camp - dorms 2	Construction & Operations	54	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
pt38	Operations camp - dorms 3	Construction & Operations	54	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
pt39	Operations camp - dorms 4	Construction & Operations	54	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
pt40	Operations camp - dorms 5	Construction & Operations	54	1.26E-03	1.26E-03	1.26E-03	9.84E-05	2.34E-02	1.35E-02	1.80E-03
pt41	Operations camp - kitchen/café	Construction & Operations	172	4.01E-03	4.01E-03	4.01E-03	3.13E-04	7.45E-02	4.30E-02	5.73E-03
pt42	Operations camp - offices	Construction & Operations	5	1.17E-04	1.17E-04	1.17E-04	9.11E-06	2.17E-03	1.25E-03	1.67E-04
pt43	Operations camp - laundry	Construction & Operations	58	1.35E-03	1.35E-03	1.35E-03	1.06E-04	2.51E-02	1.45E-02	1.93E-03
pt44	Operations camp - infirmary (medical room)	Construction & Operations	4	9.33E-05	9.33E-05	9.33E-05	7.29E-06	1.73E-03	1.00E-03	1.33E-04
pt45	Admin Building	Operations	22	5.13E-04	5.13E-04	5.13E-04	4.01E-05	9.53E-03	5.50E-03	7.33E-04
pt46	Lab	Operations	19	4.43E-04	4.43E-04	4.43E-04	3.46E-05	8.23E-03	4.75E-03	6.33E-04

Sample Calculation

Particulate Matter Emissions Propane (Aux heating of crushing)=

$$\frac{132}{1}\ \frac{L}{hour} \times 0.0840000\ \frac{kg}{L} \times \frac{1000\ g}{1\ kg} \times \frac{1\ hour}{3600\ sec}$$

Particulate Matter Emissions Propane (Aux heating of crushing)= $0.0031\ \frac{g}{s}$

APPENDIX D

Greenhouse Gas Assessment

Greenhouse Gas Assessment

June 15, 2021

Prepared for:

Galaxy Lithium (Canada) Inc.

Prepared by:

Stantec Consulting Ltd.

Table of Contents

1.0 INTRODUCTION 1

2.0 BACKGROUND 1

3.0 QUANTIFICATION METHODS AND SOURCE ESTIMATES 3
3.1 EMISSION SOURCES 3
3.1.1 Blasting 4
3.1.2 On-Site Transportation and Mobile Equipment 5
3.1.3 Stationary Combustion 8
3.1.4 Electricity Consumption (Indirect) 10
3.1.5 Off-Site Transportation (Shipping and Employee Travel) 10

4.0 GHG EMISSIONS SUMMARY 12
4.1 CONSTRUCTION 12
4.2 OPERATION 13

5.0 MITIGATION PRACTICES TO REDUCE GHG EMISSIONS 16

6.0 CONCLUSION 16

7.0 REFERENCES 16

LIST OF TABLES

Table D.1 Annual Explosive Usage and Associated GHG Emissions 5
Table D.2 Transportation and Mobile Equipment Emission Factors 6
Table D.3 On-Site Annual Diesel Fuel Usage 6
Table D.4 Annual GHG Emissions from Haul Trucks and Off-Road Mobile Equipment 8
Table D.5 Stationary Equipment Combustion Emission Factors 8
Table D.6 Stationary Combustion Annual Fuel Consumption and Associated Emissions 9
Table D.7 Aviation Turbo Diesel Emission Factors 11
Table D.8 Off-Site Transportation Fuel Usages and Associated GHG Emissions 11
Table D.9 Summary of Estimated Maximum Annual Construction GHG Emissions 12
Table D.10 Estimated Contribution of Construction GHG Emissions to Federal and Provincial Totals 13
Table D.11 Summary of Maximum Estimated Annual GHG Emissions During Project Operation 13
Table D.12 Estimated Contribution of Operation GHG Emissions to Federal and Provincial Totals 14
Table D.13 Estimated GHG Emissions Over the Lifetime of the Project 15

1.0 INTRODUCTION

Stantec was retained by Galaxy to update the air dispersion modelling and greenhouse gas (GHG) emissions estimate for the James Bay Lithium Pegmatite Project (the Project) Environmental and Social Impact Assessment (ESIA) due to recent Project design changes since the original GHG assessment (WSP 2018).

GHGs were selected as a subcomponent of the atmospheric environment because the change in GHGs is of scientific and regulatory concern. The revisions made to the Project since the original ESIA submissions (WSP 2018) is expected to influence the GHGs emitted throughout construction and operation. The objective of this assessment is to identify direct and indirect GHG emission sources from the Project, estimate the GHG emissions from the Project activities, and compare the total emissions to provincial and national emission totals and reduction targets.

2.0 BACKGROUND

In the atmosphere, GHGs absorb and re-emit infrared radiation from the planetary surface, thereby introducing the potential effect of warming the lower levels of the atmosphere and acting as a thermal blanket for the planet. Globally, GHGs are emitted from numerous natural and anthropogenic sources and the increased atmospheric concentrations have been associated with climate change (Intergovernmental Panel on Climate Change [IPCC] 2014). Although the science of climate change has not been advanced to the point where a clear cause-and-effect relationship can be established between project-specific activities and subtle changes to global climate, GHG assessments are conducted to assess the effects on facility-level and jurisdictional inventories.

In the GHG assessment for the Project, the emissions of GHGs, expressed in units of tonnes of carbon dioxide equivalent (CO_{2e}), were estimated and compared to provincial and national emission totals and reduction targets. The GHG assessment includes the following known GHG substances that will be emitted by the Project:

- Carbon dioxide (CO_2)
- Methane (CH_4)
- Nitrous oxide (N_2O)

Greenhouse gases also include perfluorocarbons (PFC), hydrofluorocarbons (HFC), sulfur hexafluoride (SF_6) and nitrogen trifluoride (NF_3). These gases are expected to be released in insubstantial amounts, or not at all, and are therefore not considered further in the GHG assessment.

The management of GHG emissions takes place at provincial, national and international scales. The existing acts and accords are primarily related to operational emissions above specified thresholds or are related to emission reductions on provincial and federal scales.

The Government of Quebec has set the following emission reduction targets in the provincial Climate Change Action Plan (Government of Quebec 2020):

- a 37.5% reduction in regional GHG emissions below 1990 levels by 2030
- carbon neutrality (net zero emissions) by 2050

The Government of Canada has committed to these GHG emission reduction targets (ECCC 2019a):

- a 17% reduction of national GHG emissions below 2005 levels by 2020 (under the 2009 Copenhagen Accord)
- a 40% to 45% reduction of national GHG emissions below 2005 levels by 2030 (2021 Earth Day Summit, ECCC 2021a) replacing the former target of a 30% reduction of national GHG emissions below 2005 levels by 2030 (2015 submission to the United Nations Framework Convention on Climate Change, under the Paris Agreement)
- Net zero emissions by 2050 (Strategic Assessment of Climate Change [ECCC 2020])

To support the initiatives and facilitate achieving the GHG reduction targets, the federal government developed the Pan-Canadian Approach to Pricing Carbon Pollution, providing flexibility to provinces and territories to develop carbon pollution pricing systems of their own, and outlining the required criteria for these systems (ECCC 2019b). For provinces and territories that have not implemented jurisdictional carbon pollution pricing systems that would meet the federal benchmark requirements, they are required to comply with the federal carbon pollution pricing system. Quebec has its own established carbon tax in place, through a cap-and-trade system which sets caps (limits) on GHG emissions by industry.

In addition to the GHG reduction targets and carbon pricing, there are GHG emission reporting requirements both federally and provincially. Federally, under the authority of the *Canadian Environmental Protection Act*, *1999* (CEPA), the GHG Emission Reporting Program requires operators of facilities to report their annual GHG emissions to ECCC if their emissions are above 10,000 t CO_{2e} per year (ECCC 2019a). There is provincial GHG emission reporting requirements under the authority of Quebec's *Environment Quality Act* (2017) and the *Regulation Respecting Mandatory Reporting of Certain Emissions of Contaminants into the Atmosphere* (Q-2 r.15). There are three provincial levels of GHG reporting:

- Facilities emitting 10,000 tonnes of CO_{2e} or more annually must report their emissions to the Minister
- Facilities emitting more than 25,000 tonnes of CO_{2e} are subject to the provincial cap-and-trade regulation for GHG emission allowances and require third-party verification of emission quantifications in compliance with ISO 14064-3 and ISO 14065

Depending on the annual quantity of GHG emissions released to the atmosphere, the Project may be required to report annual GHG emissions to the provincial and federal governments.



3.0 QUANTIFICATION METHODS AND SOURCE ESTIMATES

The methods used to estimate GHG emissions from the construction, operation of the Project were guided by the principles of the GHG Protocol (WRI 2013). The GHG Protocol is an internationally accepted accounting standard and provides guidance on preparing a GHG emissions inventory. Relevance, completeness, consistency, transparency, and accuracy are the five principles that are the foundation of GHG accounting and, therefore, those five principles guided this assessment. The GHG emission inventories are an estimate based on best available information at the time of the assessment. Specific emission factor data are presented in Section 3.1.

Emissions from each of these specific GHGs have been estimated and multiplied by their 100-year global warming potential (GWP) so they can be reported in units referred to as carbon dioxide equivalents or CO_{2e}. The CO_{2e} based in the GWPs is the standardized way to report GHG emissions.

The GWP from the National Inventory Report (NIR) from Environment and Climate Change Canada (ECCC) (2021b) applied in this assessment are:

- Carbon Dioxide (CO_2) = 1
- Methane (CH_4) = 25
- Nitrous Oxide (N_2O) = 298

On this basis, the CO_{2e} for the Project are calculated as:

$$CO_{2e} = (mass\ CO_2 \times 1) + (mass\ CH_4 \times 25) + (mass\ N_2O\ \times 298)$$

For example, for stationary combustion from operation, including propane and diesel combustion, the following sample calculation shows the conversion of the each GHG species emissions to CO_{2e}:

$$CO_{2e} = \left(15{,}759\frac{\text{tonnes}}{\text{year}}\ CO_2 \times 1.0\right) + \left(0.3\frac{\text{tonnes}}{\text{year}}\ CH_4 \times 25\right) + (1.3\frac{\text{tonnes}}{\text{year}}N_2O\ \times 298)$$

$$CO_{2e} = 16{,}153\frac{tonnes}{year}$$

3.1 EMISSION SOURCES

The substantive sources of direct GHG emissions during construction and operation are the mobile and stationary equipment exhausts, and blasting using an ammonium nitrate / fuel oil (ANFO) emulsion. As land clearing is expected to occur prior to the peak construction year, its emissions were not included. These GHG emissions consist primarily of CO_2, with smaller amounts of CH_4 and N_2O.



As per the Strategic Assessment of Climate Change guidance (ECCC 2020), the GHG emissions inventory includes indirect emissions associated with the consumption of purchased electricity, shipping of products and delivery of supplies from outside the Project boundary, and employee transportation to site. Other indirect GHG emissions associated with upstream sources, such as production of purchased materials and associated upstream transportation and distribution, are not included in this assessment.

3.1.1 Blasting

The GHG emissions from explosives detonation during construction and operation were estimated using an emission factor (0.189 t CO_2/tonnes explosives) recommended by the Mining Association of Canada (MAC 2014) and based on the predicted annual explosive quantities. It was assumed that the ammonium nitrate (AN) emulsion would have a similar emission factor as ANFO, consistent with the assumption in the initial ESIA submission (WSP 2018).

The GHG emissions from blasting were calculated using the following equation:

$$Emissions\ [\frac{tonnes}{year}] = Emission\ Factor\ \left[\frac{kg}{tonne\ ANFO}\right] \times\ Explosive\ Usage\ \left[\frac{tonne\ ANFO}{year}\right]$$

Where:

Emissions =	Annual Emission Rate [tonne/year]
Emission Factor =	Mining Association of Canada (MAC 2014) emission factor [0.189 kg CO_2/kg of ammonium nitrate/fuel oil (ANFO)]
Explosive Usage =	Total amount of ANFO explosive used per year provided by Galaxy (807 tonnes/year during construction; 3,550 tonnes/year during peak operational year, year 14)

The following sample calculation presents the CO_2 emissions from blasting during operations peak year (year 14):

$$Emissions\ CO_2 = 0.189\ \frac{kg\ CO_2}{tonne\ ANFO} \times\ 3{,}550\ \frac{tonnes\ ANFO}{year}$$

$$Emissions\ CO_2 = 671.0\ \frac{tonnes}{year}$$

There are no CH4 or N2O emissions from ANFO blasting.

Table D.1 summarizes the explosives used for each year over the life of mine and the associated GHG emissions.

Table D.1 Annual Explosive Usage and Associated GHG Emissions

Source	Year	Annual Explosive Usage [tonne/year]	Emissions [tonnes/year]			
			CO_2	CH_4	N_2O	CO_{2e}
Blasting	Construction (Y -1)	807	152.5	-	-	152.5
	Y1	2,582	488.0	-	-	488.0
	Y2	2,597	490.8	-	-	490.8
	Y3	2,582	488.0	-	-	488.0
	Y4	2,582	488.0	-	-	488.0
	Y5	2,582	488.0	-	-	488.0
	Y6	2,582	488.0	-	-	488.0
	Y7	2,582	488.0	-	-	488.0
	Y8	3,501	661.8	-	-	661.8
	Y9	3,433	648.8	-	-	648.8
	Y10	3,550	671.0	-	-	671.0
	Y11	3,550	671.0	-	-	671.0
	Y12	3,550	671.0	-	-	671.0
	Y13	3,550	671.0	-	-	671.0
	Y14	3,550	671.0	-	-	671.0
	Y15	2,905	549.0	-	-	549.0
	Y16	2,996	566.2	-	-	566.2
	Y17	2,582	488.0	-	-	488.0
	Y18	2,934	554.6	-	-	554.6
	Y19 - Restoration	711	134.3	-	-	134.3
	Total	**55,709**	**10,529**	**-**	**-**	**10,529**

3.1.2 On-Site Transportation and Mobile Equipment

Emissions from off-road mobile equipment during construction and operation were estimated using diesel combustion emission factors from the ECCC NIR (ECCC 2021b) paired with fuel consumptions rates. Similarly, emissions from on-site haul trucks were estimated using combustion emission factors from the ECCC 2020 NIR, based on fuel type and vehicle size (heavy-duty diesel vehicle), and fuel consumption provided by Galaxy. The GHG emission factors used for the transportation and off-road equipment are presented in Table D2.



Table D.2 Transportation and Mobile Equipment Emission Factors

Vehicle Class	CO_2 Emission Factor [g/L]	CH_4 Emission Factor [g/L]	N_2O Emission Factor [g/L]
Light-Duty Diesel Trucks (LDDTs)[A]	2,680.5	0.068	0.21
Heavy-Duty Diesel Vehicles (HDDVs)[A]	2,680.5	0.14	0.082
Off-Road Diesel Equipment [B]	2,680.5	0.073	0.022

Source: 2020 NIR (ECCC 2021b)
Notes:
[A] Emission factors used for on-road diesel vehicles with "Moderate Control"
[B] Emission factors used for off-road diesel >19 kW, Tier 1-3

The GHG emissions from on-site transportation were calculated using the following equation:

$$Emissions\left[\frac{tonnes}{year}\right] = Emission\ Factor\left[\frac{g}{L}\right] \times\ Fuel\ Usage\left[\frac{L}{year}\right] \times Unit\ Conversion\left[\frac{1\ tonne}{10^6\ g}\right]$$

Where:

Emissions = Annual Emission Rate [tonnes CO_{2e} /year]
Emission Factor = Emission factor, specific to GHG species and vehicle class and presented in Table D2 (NIR, ECCC 2021b)
Fuel Usage = Total annual amount of fuel used provided by Galaxy, presented per year in Table D3.

The total estimated diesel fuel usage, the total haul truck estimated fuel usage, and the stationary diesel fuel usage were provided by Galaxy. From these usages, the off-road mobile equipment diesel fuel usage was estimated by removing the quantities used by haul trucks and by stationary from the total. This method lumps employee trucks, vans, ambulances, etc. in with the off-road diesel usage category, but since this usage from these vehicles is minor and the emission factors are similar, it does not make a substantial difference in emissions estimated (<1%).

Table D.3 On-Site Annual Diesel Fuel Usage

Year	Total Estimated Annual Diesel Usage [kL]	Haul Truck Annual Diesel Usage [kL]	Stationary Diesel Usage [kL]	Off-Road Annual Diesel Usage [kL][A]
Y-1	1,801	358	526.7	916
Y1	5,529	1,144	790	3,596
Y2	5,775	1,329	790	3,655
Y3	5,916	1,467	790	3,660
Y4	6,014	1,565	790	3,659
Y5	5,783	1,352	790	3,641
Y6	5,617	1,259	790	3,568
Y7	5,682	1,325	790	3,566
Y8	7,029	1,889	790	4,350
Y9	6,806	1,995	790	4,021



Table D.3 On-Site Annual Diesel Fuel Usage

Year	Total Estimated Annual Diesel Usage [kL]	Haul Truck Annual Diesel Usage [kL]	Stationary Diesel Usage [kL]	Off-Road Annual Diesel Usage [kL][A]
Y10	7,201	2,163	790	4,249
Y11	6,920	2,016	790	4,114
Y12	7,130	2,103	790	4,237
Y13	7,502	2,370	790	4,342
Y14	7,734	2,583	790	4,361
Y15	7,117	2,505	790	3,822
Y16	7,368	2,683	790	3,895
Y17	6,452	2,068	790	3,594
Y18	6,738	2,174	790	3,773
Y19 - Restoration	2,147	494	790	863
Total	**122,260**	**34,841**	**15,537**	**71,882**

Notes:
[A] Off-road annual diesel usage was assumed to be the quantity of total diesel remaining that is not used by haul trucks or stationary. Employee trucks/vans/ambulance, etc. is lumped in with off-road but as the Emission Factors are similar, it will not make a substantial difference (<1% change).

The following sample calculation is for the CO_2 emissions from all off-road diesel equipment during operation year 14:

$$Emissions\ CO_2 = 2{,}680.5\frac{g}{L} \times\ 4{,}361{,}000\frac{L}{year} \times \frac{1\ tonne}{10^6 g}$$

$$Emissions\ CO_2 = 11{,}690\frac{tonnes}{year}$$

Similar to the above example for CO_2, CH_4 and N_2O would be estimated using their respective emission factors (EFs). Emissions for the other vehicle types were estimated following the same method but with their respective fuel usages and emission factors. Table D.4 summarizes the associated GHG emissions for haul trucks and off-road mobile equipment.

The following table, Table D4, presents the GHG emissions from the haul trucks and the off-road mobile equipment over the life of the mine.

Table D.4 Annual GHG Emissions from Haul Trucks and Off-Road Mobile Equipment

Year	Emissions [tonnes/year]							
	Haul Truck (On-Road Transportation)				Off-Road Mobile			
	CO_2	CH_4	N_2O	CO_{2e}	CO_2	CH_4	N_2O	CO_{2e}
Y-1	960	0.13	1.10E-05	963	2,456	0.07	0.02	2,515
Y1	3,065	0.43	3.52E-05	3,076	9,639	0.26	0.08	9,870
Y2	3,564	0.50	4.09E-05	3,576	9,798	0.27	0.08	10,033
Y3	3,931	0.55	4.51E-05	3,945	9,809	0.27	0.08	10,045
Y4	4,194	0.59	4.82E-05	4,208	9,809	0.27	0.08	10,044
Y5	3,625	0.51	4.16E-05	3,638	9,759	0.27	0.08	9,993
Y6	3,374	0.47	3.87E-05	3,385	9,564	0.26	0.08	9,794
Y7	3,552	0.50	4.08E-05	3,565	9,560	0.26	0.08	9,789
Y8	5,063	0.71	5.81E-05	5,081	11,659	0.32	0.10	11,939
Y9	5,348	0.75	6.14E-05	5,367	10,778	0.29	0.09	11,037
Y10	5,797	0.81	6.66E-05	5,817	11,389	0.31	0.09	11,662
Y11	5,405	0.76	6.21E-05	5,424	11,027	0.30	0.09	11,292
Y12	5,637	0.79	6.47E-05	5,657	11,356	0.31	0.09	11,629
Y13	6,351	0.89	7.29E-05	6,374	11,639	0.32	0.10	11,918
Y14	6,923	0.97	7.95E-05	6,947	11,690	0.32	0.10	11,971
Y15	6,715	0.94	7.71E-05	6,738	10,246	0.28	0.08	10,492
Y16	7,191	1.01	8.26E-05	7,216	10,442	0.28	0.09	10,692
Y17	5,544	0.78	6.37E-05	5,563	9,633	0.26	0.08	9,864
Y18	5,828	0.82	6.69E-05	5,848	10,115	0.28	0.08	10,358
Y19 - Restoration	1,324	0.19	1.52E-05	1,329	2,314	0.06	0.02	2,370
Total	**93,391**	**13.1**	**1.07E-03**	**93,718**	**192,680**	**5.2**	**1.58**	**197,309**

3.1.3 Stationary Combustion

Emissions from stationary combustion during construction and operation were estimated using the estimated fuel usages (propane and diesel), provided by Galaxy, and emission factors from ECCC's *Canada's Greenhouse Gas Quantification Requirements* (ECCC 2019c). The GHG emission factors used for stationary combustion are presented in Table D.5.

Table D.5 Stationary Equipment Combustion Emission Factors

Fuel Type	CO_2 EF [kg/kL]	CH_4 EF [kg/kL]	N_2O EF [kg/kL]
Diesel	2,681	0.133	0.4
Propane	1,515	0.024	0.108
Source: 2019 Canada's Greenhouse Gas Quantification Requirements (ECCC 2019c)			



The GHG emissions from stationary combustion were calculated using the following equation:

$$Emissions\left[\frac{tonnes}{year}\right] = Emission\ Factor\left[\frac{kg}{kL}\right] \times\ Fuel\ Usage\left[\frac{L}{year}\right] \times Unit\ Convesion\left[\frac{1\ kL}{1{,}000\ L} \times \frac{1\ tonne}{1{,}000\ kg}\right]$$

Where:

Emissions =	Annual Emission Rate [tonne/year]
Emission Factor =	Emission factor, specific to GHG species and fuel type and presented in Table D5 [kg/kL]
Fuel Usage =	Total amount of fuel (diesel or propane) used for stationary combustion provided by Galaxy and presented in Table D6 *[L/year]*

The following sample calculation presents the CO_2 emissions from diesel stationary combustion during operation:

$$Emissions\ CO_2 = 2{,}681\frac{kg}{kL} \times\ 790{,}000\frac{L}{year} \times \frac{1\ kL}{1{,}000\ L} \times \frac{1\ tonne}{1{,}000\ kg}$$

$$Emissions\ CO_2 = 2{,}118\frac{tonnes}{year}$$

Similar to the above example for CO_2, CH_4 and N_2O would be estimated using their respective EFs.

Table D.6, summarizes the fuel quantities for stationary combustion during construction, operation and restoration and the associated GHG emissions.

Table D.6 Stationary Combustion Annual Fuel Consumption and Associated Emissions

Fuel Type	Phase	Fuel Consumption [L/year]	Emissions [tonnes/year]			
			CO_2	CH_4	N_2O	CO_{2e}
Propane	**Construction (peak 1-year)**	6,022,563	9,094	0.2	0.7	9,292
	Operation (per operational year, Y1-Y18)	9,033,845	13,641	0.2	1.0	13,938
	Restoration (Y19)	9,033,845	13,641	0.2	1.0	13,938
Diesel	**Construction (peak 1-year)**	526,667	1,412	0.07	0.2	1,477
	Operation (per operational year)	790,000	2,118	0.11	0.3	2,215
	Restoration	790,000	2,118	0.11	0.3	2,215
Total Stationary Combustion GHG Emissions	**Construction (peak 1-year)**	-	10,506	0.2	0.9	10,769
	Operation (per operational year, Y1-Y19)	-	15,759	0.3	1.3	16,153
	Restoration (Y19)	-	15,759	0.3	1.3	16,153

3.1.4 Electricity Consumption (Indirect)

The indirect GHG emissions from electricity consumption during operation were calculated using the electricity consumption emission factor for Quebec (1.5 g CO_{2e}/kWh) from the ECCC NIR (ECCC 2021b) and the estimated annual electricity usage.

The GHG emissions from electricity consumption (grid power) were calculated using the following equation:

$$Emissions \left[\frac{tonnes}{year}\right] = Emission\ Factor \left[\frac{g\ CO_{2e}}{kWh}\right] \times Annual\ Consumption \left[\frac{kWh}{year}\right] \times Unit\ Convesion \left[\frac{tonnes}{10^6\ g}\right]$$

Where:

Emissions =	Annual Emission Rate [tonnes/year]
Emission Factor =	the electricity consumption emission factor for Quebec [1.5 g CO_{2e}/kWh] from the 2020 NIR (ECCC 2021b)
Annual Consumption =	annual estimated electricity consumption from the grid, provided by Galaxy [kWh/year]

The following sample calculation presents the CO_{2e} emissions from electricity consumption during operations (representative of any year of operation):

$$Emissions\ CO_{2e} = 1.5\ \frac{g\ CO_{2e}}{kWh} \times\ 48{,}678 \frac{kWh}{year} \times \frac{1\ tonne}{10^6 g}$$

$$Emissions\ CO_{2e} = 73 \frac{tonnes}{year}$$

There is no expected electricity usage (from grid power) during construction.

3.1.5 Off-Site Transportation (Shipping and Employee Travel)

The indirect GHG emissions from the shipping of delivered supplies assumed that the supplies originated in Montreal and were delivered to Matagami (200 km one way distance). The land transportation of workers was assessed from Eastman to the Project site. The number of land transport trips associated with shipping, deliveries, and employee travel, the distance, and the fuel used were assumed to remain consistent with the former assessment conducted by WSP (WSP 2018), as confirmed by Galaxy. The GHG emissions from indirect on-land transportation were based on estimated fuel usage and emission factors for HDDVs obtained from the ECCC NIR (ECCC 2021b), previously presented in Table D2.

Employee travel by air was also assessed, assuming flights from Montreal to Eastman. Air-transport emissions were estimated based on estimated fuel usage and the NIR aviation turbodiesel emissions factors (ECCC 2021b), presented in Table D.7. The fuel usage, number of trips, and flight distances were assumed to remain consistent with the former assessment conducted by WSP (WSP 2018), as confirmed by Galaxy.



Table D.7 Aviation Turbo Diesel Emission Factors

Fuel Type	CO_2 EF [g/L]	CH_4 EF [g/L]	N_2O EF [g/L]
Aviation Turbo diesel	2,559.7	0.029	0.0711

The GHG emissions from off-site transportation were calculated using the following equation:

$$Emissions\left[\frac{tonnes}{year}\right] = Emission\ Factor\left[\frac{g}{L}\right] \times\ Fuel\ Usage\left[\frac{L}{year}\right] \times Unit\ Convesion\left[\frac{1\ tonne}{10^6\ g}\right]$$

Where:

Emissions = Annual Emission Rate [tonnes/year]
Emission Factor = Emission factor, specific to the mode of transportation and for the specific GHG species, presented in Table D2 [g/L] for HDDV trucks and in Table D7 [g/L] for aviation
Fuel Usage = Total amount of fuel used in transportation, specific to the mode of transportation, estimated based on distance traveled and fuel consumption rates, presented in Table D8.

Table D.8 summarizes the fuel usage and associated GHG emissions from land transport of supplies, product, and employee travel, and air transport of employees for construction, operation and restoration.

Table D.8 Off-Site Transportation Fuel Usages and Associated GHG Emissions

Period	Source	Number of Trips	Distance (return) [km]	Fuel Usage [L/period]	Emissions [tonnes/period]		
					CO_2	CH_4	N_2O
Construction (12 months)	Construction supplies (Montreal - Project site)	825	1,100	725,445	1,945	0.080	0.110
	Land Transportation of Workers (Eastmain - Project site)	182	130	9,464	25.4	0.001	0.001
	Air Transportation of Workers (Montreal - Eastman)	182	803	843,519	2,159	6.26E-05	4.45E-12
Operation (for each Years 1 to 18)	Supplied to Project Site (Montreal – Project site)	1,460	1,100	1,284,800	3,444	0.141	0.194
	Product Shipping (Project site to Matagami)	8.03	400	2,569,600	6,888	0.283	0.388
	Land Transportation of Workers (Eastmain - Project site)	156	130	7,828	21.0	0.001	0.001
	Air Transportation of Workers (Montreal - Eastman)	156	830	723,017	1,851	5.37E-05	3.82E-12
Restoration (Year 19)	Land Transportation of Workers (Eastmain - Project site)	156	130	8,112	21.7	0.001	0.001
	Air Transportation of Workers (Montreal - Eastman)	156	830	723,017	1,938	0.080	0.109

4.0 GHG EMISSIONS SUMMARY

Direct and indirect emissions of GHG were estimated for construction and operation using site-specific activity data and published emission factors and standard emission estimation methods. Sample calculations of the GHG emission estimates are provided in Section 3. The following sections summarize the total maximum emissions from each Project phase.

4.1 CONSTRUCTION

The maximum estimated annual GHG emissions (direct and indirect) from Project construction activities are presented in Table D.9. The site construction direct GHG emissions include emissions from heavy off-road equipment, on-road trucks and vehicles, stationary generators, and blasting. Indirect GHG emissions from construction include the shipping of supplies to site and employee travel. Approximately 18.6 kt CO_{2e} are estimated to be released (including both direct and indirect) during the construction year with the highest GHG emissions. By conservatively assuming continuous release of the maximum year GHG emissions over the construction period (18 months), the total GHG emissions during construction, assuming a duration of 18-months, are 27.9 kt CO_{2e}.

Table D.9 Summary of Estimated Maximum Annual Construction GHG Emissions

Activity	Units	CO_2	CH_4	N_2O	Total (expressed as CO_{2e})
Blasting[A]	t/y	152.5	-	-	152.5
Stationary Combustion[B]	t/y	10,506	023	0.86	10,768
On-Road Transportation[C]	t/y	960	0.13	1.10E-05	963
Off-Road Mobile Equipment [c]	t/y	2,456	0.07	0.02	2,464
Shipping of Delivered Supplies (indirect) [c]	t/y	1,945	0.08	0.11	1,979
Employee Travel (indirect)	t/y	2,185	0.001	0.001	2,185
Total Direct Emissions	*t/y*	14,075	0.43	0.88	14,348
Total Indirect Emissions	*t/y*	4,129	0.08	0.11	4,164
Total (direct + indirect)	*t/y*	18,204	0.51	0.99	18,512

Notes:
[A] Based on MAC emission factors (MAC 2014)
[B] Based on ECCC's 2019 Canada's Greenhouse Gas Quantification Requirements (ECCC 2019c)
[c] Based on ECCC emission factors provided in Table A6-14 of the NIR (ECCC 2021b)

The contribution of the Project construction GHG emissions (direct and indirect) to provincial and federal totals are summarized in Table D.10. On an annual basis, the Project construction contributes approximately 0.02% and 0.003% to provincial and national GHG emission totals, respectively. The Project construction contributes approximately 0.2% to the National Mineral Product GHG emissions.



Table D.10 Estimated Contribution of Construction GHG Emissions to Federal and Provincial Totals

Parameter	Units	CO_2	CH_4	N_2O	Total (expressed as CO_{2e})
Construction GHG Emissions (direct & indirect)	t/y	18,204	0.51	0.99	18,512
Quebec 2019 GHG Emissions	kt/y	64,300	11,000	5,000	83,700
National 2019 GHG Emissions	kt/y	582,000	98,000	37,000	730,000
National 2019 Mineral Product GHG Emissions	kt/y	-	-	-	8,800
Project Construction Contribution to Quebec GHG Emissions	%	0.03%	0.000005%	0.000023%	0.02%
Project Construction Contribution to National GHG Emissions	%	0.003%	0.000001%	0.000003%	0.003%
Project Construction Contribution to National Mineral Product GHG Emissions	%	-	-	-	0.211%

Notes:
[a] Provincial and national GHG emission totals from ECCC NIR (ECCC 2021b)
[b] Provincial and national GHG emission totals include other fluorinated GHGs

4.2 OPERATION

The maximum estimated annual GHG emissions from Project operation are summarized in Table D.11. The direct GHG emissions for operation includes emissions from heavy off-road equipment, on-road trucks and vehicles, stationary combustion, and blasting. The operations indirect GHG emissions include electricity consumption and transportation (on-road, air) related to supplies and product deliveries and employee travel. Approximately 48.0 kt CO_{2eq} direct emissions are estimated to be released during the year of operation with maximum GHG emissions (Year 14). The estimated total indirect GHG emissions during operations is 12.5 kt CO_{2eq}/year, which is approximately 26% of the total direct annual GHG emissions (48.0 kt CO_{2eq}/year).

Table D.11 Summary of Maximum Estimated Annual GHG Emissions During Project Operation

Activity	Units	CO_2	CH_4	N_2O	Total (expressed as CO_{2eq})
Blasting [A]	t/y	671	-	-	671
Stationary Combustion [B]	t/y	15,759	0.35	1.29	16,153
On-Road Transportation [C]	t/y	6,923	0.97	0.0001	6,947
Off-Road Mobile Equipment [C]	t/y	11,690	0.32	0.10	11,726
Electricity Consumption (indirect) [D]	t/y	73	-	-	73
Shipping of Delivered Supplies & Product (indirect) [C]	t/y	10,332	0.42	0.58	10,516
Employee Travel (indirect) [C,D]	t/y	1,872	0.001	0.001	1,872



Table D.11 Summary of Maximum Estimated Annual GHG Emissions During Project Operation

Activity	Units	CO_2	CH_4	N_2O	Total (expressed as CO_{2eq})
Direct Emissions	t/y	35,043	1.64	1.39	35,497
Indirect Emissions	t/y	12,276	0.42	0.58	12,461
Total (direct + indirect)	t/y	47,319	2.06	1.97	47,958

Notes:
[A] Based on MAC emission factors (MAC 2014)
[B] Based on ECCC's 2019 Canada's Greenhouse Gas Quantification Requirements (ECCC 2019c)
[C] Based on ECCC emission factors provided in Table A6-14 of the NIR (ECCC 2021b)
[D] Based on electricity consumption emission factor for Quebec (1.5 g CO_{2eq}/kWh) from Table A13-6 of the ECCC NIR (ECCC 2021b)

The contribution of the maximum estimated annual GHG emissions from Project operation (direct and indirect) to provincial and federal totals are summarized in Table D12. On an annual basis, Project operation contributes a maximum of 0.06% and 0.007% to provincial and national GHG emission totals, respectively, and 0.54% to the national Mineral Product GHG emission totals.

Table D.12 Estimated Contribution of Operation GHG Emissions to Federal and Provincial Totals

Parameter	Units	CO_2	CH_4	N_2O	Total (expressed as CO_{2eq})
Operations GHG Emissions (direct & indirect)	kt/y	47,319	2.06	1.97	47,958
Quebec 2019 GHG Emissions [A,B]	kt/y	64,300	11,000	5,000	83,700
National 2019 GHG Emissions [A,B]	kt/y	582,000	98,000	37,000	730,000
National 2019 Mineral Product GHG Emissions [A,B]	kt/y	-	-	-	8,800
Project Operations Contribution to Quebec GHG Emissions	%	0.07%	0.00002%	0.00004%	0.06%
Project Operations Contribution to National GHG Emissions	%	0.008%	0.000002%	0.00001%	0.007%
Project Operations Contribution to National Mineral Product GHG Emissions	%	-	-	-	0.54%

Notes:
[a] Provincial and national GHG emission totals from ECCC NIR (ECCC 2021b)
[b] Provincial and national GHG emission totals include other fluorinated GHGs

The GHG emissions from the expected lifetime of Project (including construction, operation and restoration) were estimated using annual activity data over the life of the mine. The estimated Project lifetime GHG emissions are summarized in Table D13. The total emissions over the lifetime of the Project (including construction, operation, and restoration) are 845,800 tonnes CO_{2eq}. The annual GHG emissions from Project operation range from 41,847 to 47,958 tonnes CO_{2eq}. On an annual basis, the Project operation contribution to provincial and national GHG emissions totals range from 0.05% to 0.06% and 0.006% to 0.007%, respectively.



Table D.13 Estimated GHG Emissions Over the Lifetime of the Project

Year	CO_{2e} Emissions [Tonnes/year]								
	Direct Emissions					Indirect Emissions			Total
	Explosives	On-Road Transportation (On-Site)	Off-Road Mobile	Stationary Combustion	Total Direct	Electricity	Off-Site Transportation	Total Indirect	Total Direct + Indirect
Y-1[A]	152.5	963.1	2,464	10,768	14,348	73.0	4,164	4,237	18,585
Y1	488.0	3,076	9,669	16,153	29,386	73.0	12,388	12,461	41,847
Y2	490.8	3,576	9,829	16,153	30,048	73.0	12,388	12,461	42,509
Y3	488.0	3,945	9,840	16,153	30,426	73.0	12,388	12,461	42,886
Y4	488.0	4,208	9,839	16,153	30,688	73.0	12,388	12,461	43,149
Y5	488.0	3,638	9,789	16,153	30,068	73.0	12,388	12,461	42,528
Y6	488.0	3,385	9,594	16,153	29,620	73.0	12,388	12,461	42,081
Y7	488.0	3,565	9,590	16,153	29,795	73.0	12,388	12,461	42,256
Y8	661.8	5,081	11,695	16,153	33,591	73.0	12,388	12,461	46,052
Y9	648.8	5,367	10,812	16,153	32,980	73.0	12,388	12,461	45,441
Y10	671.0	5,817	11,424	16,153	34,065	73.0	12,388	12,461	46,526
Y11	671.0	5,424	11,061	16,153	33,309	73.0	12,388	12,461	45,770
Y12	671.0	5,657	11,392	16,153	33,873	73.0	12,388	12,461	46,334
Y13	671.0	6,374	11,675	16,153	34,873	73.0	12,388	12,461	47,334
Y14	671.0	6,947	11,726	16,153	35,497	73.0	12,388	12,461	47,958
Y15	549.0	6,738	10,278	16,153	33,718	73.0	12,388	12,461	46,179
Y16	566.2	7,216	10,474	16,153	34,409	73.0	12,388	12,461	46,870
Y17	488.0	5,563	9,663	16,153	31,866	73.0	12,388	12,461	44,327
Y18	554.6	5,848	10,146	16,153	32,702	73.0	12,388	12,461	45,163
Y19[B]	134.3	1,329	2,321	16,153	19,937	73.0	1,995	2,068	22,005
LOM	10,529	93,718	193,282	317,670	615,200	1460	229,140	230,600	845,800

Notes:
[a]Construction phase
[b]Restoration Phase

During operation the Project will be regulated under the Quebec *Environment Quality Act* (2017) and the *Regulation Respecting Mandatory Reporting of Certain Emissions of Contaminants into the Atmosphere* (Q-2 r.15). As the operation GHG emissions are expected to be >25,000 tonnes CO_{2e}/year, the Project will be subject to participating in the provincial cap and trade GHG program under the Quebec *Regulation respecting a cap-and-trade system for greenhouse gas emission allowances (*Q-2, r. 46.1).

5.0 MITIGATION PRACTICES TO REDUCE GHG EMISSIONS

Galaxy will take several mitigation actions to reduce the GHG emissions from the Project, such as:

- The use of electricity as a source of energy for most site activities. In Quebec, electricity is mainly generated from hydro and has a low carbon footprint relative to electricity sources from fossil fuels.
- During the valued engineering phase of the project, the site plan was optimized to reduce haul route lengths and reduce the quantity of fuel combusted by haul trucks.
- Equipment and vehicles will be maintained proactively to improve/maintain fuel efficiency.
- Equipment and vehicle idling times will be reduced to the fullest extent possible.
- Cold starts will be limited to the extent possible.

6.0 CONCLUSION

The Project's GHG emissions were quantified for construction and operation and compared to provincial and national totals. Based on the estimated GHG emissions for Project operation, Galaxy will be subject to reporting GHG emissions both federally and provincially, require third-party verification of the annual GHG emissions, and participate in the provincial cap and trade program. A variety of mitigation measures will be used to reduce the GHG emissions over the life of the Project.

7.0 REFERENCES

Environment and Climate Change Canada (ECCC). 2019a. Canadian Environmental Sustainability Indicators: Progress towards Canada's greenhouse gas emissions reduction target. Available at: https://www.canada.ca/content/dam/eccc/documents/pdf/cesindicators/progress-towards-canada-greenhouse-gas-reduction-target/2020/progress-ghg-emissions-reduction-target.pdf. Accessed: May 2021.

Environment and Climate Change Canada (ECCC). 2019b. How we're putting a price on carbon pollution. Available at: https://www.canada.ca/en/environment-climate-change/services/climate-change/pricing-pollution-how-it-will-work/putting-price-on-carbon-pollution.html. Accessed: May 2021.

Environment and Climate Change Canada (ECCC). 2019c. 2019 Canada's Greenhouse Gas Quantification Requirements. Available at:



http://publications.gc.ca/collections/collection_2020/eccc/En81-28-2019-eng.pdf. Accessed: May 2021.

Environment and Climate Change Canada (ECCC). 2020. Strategic Assessment of Climate Change. Available at: https://www.strategicassessmentclimatechange.ca/. Accessed: May 2021.

Environment and Climate Change Canada (ECCC). 2021a. Article: Canada's Enhanced Nationally Determined Contribution. Available at: https://www.canada.ca/en/environment-climate-change/news/2021/04/canadas-enhanced-nationally-determined-contribution.html. Accessed: May 2021.

Environment and Climate Change Canada (ECCC). 2021b. 2021 National Inventory Report for Canada to the United Nations Climate Change. Available at: https://unfccc.int/documents/271493. Accessed: May 2021.

Government of Quebec. 2017. Q-2 Environmental Quality Act. Available at: http://legisquebec.gouv.qc.ca/en/ShowDoc/cs/Q-2#:~:text=The%20fundamental%20objectives%20of%20the,Act%20(chapter%20D%2D8.1.

Government of Quebec. 2020. 2030 Plan for a Green Economy. Available at: https://www.quebec.ca/en/government/policies-orientations/plan-green-economy#:~:text=Qu%C3%A9bec%20declared%20itself%20bound%20by,below%201990%20levels%20by%202030. Accessed: May 2021.

Intergovernmental Panel on Climate Change (IPCC). 2014. Climate Change 2014: Synthesis Report. Contribution of Working Group I, II and III to the Fifth Assessment Report of the Intergovernmental Panel on Climate Change.

Mining Association of Canada (MAC). 2014. Towards Sustainable Mining. Energy and Greenhouse Gas Emissions Management. Reference Guide. June 2014. Available at: https://mining.ca/wp-content/uploads/2015/03/EnergyandGreenhouseGasEmissionsManagementReferenceGuide2014.pdf. Accessed: May 2021.

World Resources Institute (WRI). 2013. The Greenhouse Gas Protocol. A Corporate Accounting and Reporting Standard. Revised Edition. February 2013. World Resources Institute (WRI). World Business Council for Sustainable Development. Available at: http://ghgprotocol.org/sites/default/files/standards/ghg-protocol-revised.pdf. Accessed: May 2021.

WSP Global Inc. 2018. James Bay Lithium Mine – Environmental Impact Assessment Volume 3 Appendix E – Technical Note: GHG Emission Estimates.

APPENDIX E

Dust Management Plan

James Bay Lithium Mine

Dust Emissions Management Plan

CONCEPTUEL

Preliminary Version - June 2021

Table of Contents

1 Introduction 3
1.1 Context and Objectives 3
1.2 Responsibility and Enforcement 3
1.3 Legislation and external requirements 3
2 Atmospheric Emission Sources 4
3 Common Mitigation Measures 5
3.1 Construction Phase 5
3.1.1 Stripping (topsoil and overburden) 5
3.1.2 Drilling Operations 5
3.1.3 Blasting 5
3.1.4 Material Handling 6
3.1.5 Bulldozing 6
3.1.6 Crushing of waste rock for site development 6
3.1.7 Material Transport (Unpaved Roads) 6
3.1.8 Machinery 7
3.2 Operation Phase 7
3.2.1 Blasting in the Pit 7
3.2.2 Concentration Plant Point Sources 7
3.2.3 Shipping of the Spodumene Concentrate 8
3.2.4 Crushing of waste rock for expansion activities 8
3.2.5 Wind Erosion of Storage Piles 8
4 Road Watering Management Program 8
5 Preliminary Air Quality Monitoring Program 9
5.1 Meteorological Station 9
5.2 Ambient Air Quality Monitoring 10
5.2.1 Location of Monitoring Stations 10
5.2.2 Methods and Frequencies of Analyzes 10
6 Source Emissions Monitoring 13
7 Monitoring of NO_2 Emissions During Blasting 13
8 Maintenance and Servicing 13
9 Adaptive Mitigation Measures Management Program 14
10 References 15

CONCEPTUEL

1 INTRODUCTION

1.1 Context and Objectives

Galaxy Lithium (Canada) Inc. (Galaxy) is a subsidiary of Galaxy Resources Limited, one of the largest mining companies in the lithium market. Galaxy is currently mining deposits and several other world-class projects are currently under development, including that of James Bay.

Galaxy is acting as the initiator of the current James Bay lithium mine project, located in the administrative region of Nord-du-Québec. The study site is located approximately 10 km south of the Eastmain River, approximately 100 km east of James Bay, at the same latitude as the village of Eastmain.

Galaxy plans to operate a conventional pit mine from which approximately 2 million tonnes per year of spodumene pegmatites will be extracted and sent to a concentrator. In addition to these facilities, the site will include accumulation areas (overburden, topsoil, waste rock / tailings, ore, concentrate), retention basins, administrative and operations buildings, a camp for workers, garages and an explosives storage site. The expected operating period is 16 years.

Galaxy is committed to implementing a "**Dust Emissions Management Plan**" including source emissions testing and a detailed air quality monitoring program.

The management plan is presented in the following sections and it will be maintained and updated during all phases of the project, including construction, operation and closure.

1.2 Responsibility and Enforcement

A Galaxy staff member will be responsible for the “Dust Emissions Management Plan”. Although the application of the measures in this plan is the responsibility of the managers of each department, the overall plan manager will be responsible for communicating to each department the measures presented in this plan. In addition, they will have to ensure that the plan is updated according to the progress of the Project and the findings made during the operation. The program will be integrated into the site management system.

Galaxy staff and its subcontractors will be informed and made aware of the contents of this plan in order to apply best practices to reduce fugitive dust emissions on the James Bay lithium mine site. Training on the different procedures used will be given to the staff and subcontractors concerned.

1.3 Legislation and External Requirements

The main provincial requirements for the quality of the atmosphere are defined by the *Environment Quality Act/Loi de la qualité de l’environnement* (LRQ, chapter Q-2) and, in particular, in the *Regulation on Air Purification*/*Règlement sur*

CONCEPTUEL

l'assainissement de l'atmosphère (RAA) (chapter Q-2., R. 4.1). More specifically, the RAA defines quality standards for the atmosphere (R.R.Q., chapter Q-2., R. 4.1 a. 196). These standards are reference thresholds to be respected at the limit of application.

The Ministry of the Environment and the Fight against Climate Change (MELCC) has also published a document entitled *Standards and Quebec Atmosphere Quality Criteria/Normes et critères québécois de qualité de l'atmosphère* (MELCC 2018). In addition to the atmosphere quality standards of the RAA, this document presents a set of criteria established in order to evaluate the results of air quality measurements and also during the assessment of projects generating atmospheric emissions. These criteria represent reference thresholds to be interpreted at the limit of application of the standards and criteria. It is important to note that these criteria are not found, for the moment, in any law or regulation.

The main provincial requirements for the quality of the atmosphere are therefore defined in the following documents:

- *Environment Quality Act/ Loi de la qualité de l'environnement (R.S.Q., chapter Q-2);*
- *Regulation on Air Purification/règlement sur l'assainissement de l'atmosphère (RAA) (R.R.Q., chapter Q-2., R. 4.1);*
- *Quebec Standards and Criteria for the Quality of the Atmosphere/Normes et critères québécois de qualité de l'atmosphère, version 6. MELCC, 2018. Quebec, Department for monitoring the state of the environment, ISBN 978-2-550-82698-9.*

2 ATMOSPHERIC EMISSION SOURCES

The first phase of the James Bay Lithium Project will be the construction phase which includes the construction of infrastructure, site preparation and overburden extraction. During this phase, the main sources of air emissions will result from the following activities:

- Stripping (topsoil and overburden);
- Drilling operation;
- Blasting;
- Loading and unloading of materials;
- Dozing on the dumps;
- Crushing of sterile rock for site development (mobile unit);
- Transport of different materials to the mining site (routing).

Subsequently, during the operation phase of the mine, ore and waste rock extraction and ore processing will be added to the activities mentioned to occur during the construction phase. The expansion activities at the waste rock pile will also be added

CONCEPTUEL

to the mining activities. The main sources of air emissions during operations, in addition to those also occurring during construction, are:

- Blasting in the pit;
- Point sources at the concentration plant;
- Shipping of the spodumene concentrate;
- Crushing of sterile rock for expansion activities (mobile unit);
- Wind erosion of storage areas.

3 COMMON MITIGATION MEASURES

Galaxy's dust management strategy is to continually apply routine mitigation measures to the air emissions-generating mining activities, in order to meet the following requirements:

- Limit the individual and cumulative effects of atmospheric emissions on the air quality around the site;
- Control and contain emissions on the site;
- Minimize the negative effects on the surrounding ecosystems;
- Respect air quality standards.

3.1 Construction Phase

3.1.1 *Stripping (topsoil and overburden)*

Stripping will be kept to a minimum in order to avoid wind erosion on the stripped surfaces. The stripping operations will be planned according to the needs of the operating plan.

Where possible, topsoil will be removed while it is wet or covered shortly after stripping. Watering of work areas can be done as needed.

3.1.2 *Drilling Operations*

The drills will be equipped with a wet or dry dust removal device. The dust collected by these devices will be removed in order to minimize its volatility.

Mechanical maintenance of the equipment will be carried out regularly in order to reduce vibrations which can increase emissions. The dust collector system will also be checked regularly.

3.1.3 *Blasting*

The loads and the blasted area will be adapted to reduce the generation of dust. Appropriate materials will be used for packing explosives. The height of the final packing must then be adequate, in all circumstances, to avoid the phenomenon of jamming.

CONCEPTUEL

Blasting operations will be carried out according to techniques deemed appropriate by blasting specialists.

3.1.4 *Material Handling*

The height at which material is transferred and the drop height will be kept to a minimum. In addition, since particulate matter generally accumulates near machinery, regular cleaning and watering, if necessary, of work areas will be carried out to prevent the resuspension of these particulates.

As much as possible, the dumping of overburden and waste rock at the dumps will be limited to a height of 10 meters to minimize particulate matter emissions.

3.1.5 *Bulldozing*

Bulldozing operations of unloaded material will be managed to prevent the spread of dust.

3.1.6 *Crushing of Waste Rock for Site Development*

The mobile crusher will be positioned so that it is not exposed to high winds. Crusher emissions will be controlled by the use of water jets.

3.1.7 *Material Transport (Unpaved Roads)*

The transportation of materials on unpaved roads is the largest source of particulate matter emissions from the Project.

The use of non-friable materials with good resistance to road abrasion will be prioritized for road construction and maintenance. Regular road maintenance will be prioritized in order to maintain a good rolling surface and a low silt rate. No clay material will be used for road construction and materials with low silica content will be favored.

Traffic dust emissions are dependent on vehicle speed. In order to mitigate emissions, Galaxy plans to limit the speed of mining transport equipment on the site to 40 km / h.

Finally, emissions will be controlled by regular watering of road surfaces. In the event that dust episodes continue after watering, the use of chemical dust suppressants will be considered. The hygroscopic chemicals used will be certified by the Quebec Standardization Office/Bureau de Normalization du Québec (BNQ) to comply with the BNQ 2410-300 standard (BNQ 2009). A road watering management program will implemented, as presented in Section 4.

CONCEPTUEL

3.1.8 *Machinery*

Combustion of fuel in machinery is a source of emissions of particulates and combustion gases. To limit these emissions, unnecessary idling of engines will be avoided.

3.2 Operation Phase

The air emissions management for the operations phase includes the mitigation measures previously identified for the construction phase activities that will be continued during operation. These include drilling operations, loading and unloading of materials, dozing on dumps, transporting various materials to the mining site (routing) and use of machinery. Only the mitigation measures specific to the operation of the mine are therefore described in the following sections.

3.2.1 *Blasting in the Pit*

The loads and the blasted area will be adapted to reduce fugitive emissions. Appropriate materials will be used for packing explosives. The height of the final packing must then be adequate, in all circumstances, to avoid the phenomenon of jamming.

To avoid the dispersion of dust (especially crystalline silica) outside the mine site, if necessary, blasting will be restricted during periods of high winds or when the prevailing winds can transport dust to sensitive areas (I.e., truck stop at km 381). The blasted areas will be humidified so that the dispersion of dry and fine material deposited on the surface by drilling activities is avoided.

3.2.2 *Concentration Plant Point Sources*

The ore will be transported from the pit surface to the three-stage crushing circuit comprising of a primary crusher, a secondary cone crusher and a closed tertiary cone crusher with a sieve screen to produce the target product size.

The crushed ore will be stored in a dome before being sent to the dense media separation (DMS) circuit of the concentration plant. Dust collector systems will be installed at the crushing circuit.

The dust collectors will be checked daily (visual inspection) and cleaned regularly. The dust collected by these devices will be disposed of in such a way as to prevent its dispersion.

CONCEPTUEL

3.2.3 *Shipping of the Spodumene Concentrate*

To limit emissions from shipping spodumene concentrate, unpaved roads at the site that are used by trucks will be watered regularly. In the event that dust episodes are observed, the use of chemical dust suppressants will be considered. The hygroscopic chemicals used as the dust suppressant will be certified by the Quebec Standardization Office/Bureau de Normalization du Québec (BNQ) to comply with the BNQ 2410-300 standard (BNQ 2009).

3.2.4 *Crushing of Waste Rock for Expansion Activities*

Crushing and screening operations will be carried out at the storage yard to obtain the aggregates needed for the expansion activities. The crusher will be positioned so that it is not exposed to high winds. Emissions will be controlled by the use of water jets.

3.2.5 *Wind Erosion of Storage Piles*

The piles of waste rock, organic matter and unconsolidated deposits are planned to be revegetated. Throughout the various phases of the Project, gradual restoration, particularly of the outer slopes of these dumps, will be encouraged when possible in order to minimize particulate matter emissions generated by wind erosion.

On the other hand, it is important to remember that precipitation and humidity contribute to the washing of surfaces and the cementing of fine particles, especially when the piles are mainly made of coarse materials, such as the James Bay storage piles.

Road traffic and physical disturbances to storage areas will be controlled and minimized.

4 ROAD WATERING MANAGEMENT PROGRAM

Travel on the unpaved roads at the mine site has been identified by the atmospheric dispersion modelling as the largest contributor to particulate matter emissions. Galaxy plans to control these emissions through regular watering of the unpaved roads.

A road watering management program will be implemented to outline the planned control measures and to monitor the effectiveness. The frequency and intensity of watering the roads will be dependent on weather conditions.

The control of emissions from watering depends on several factors; the amount of water applied to the road per unit area, the time between waterings, the amount of traffic, and the weather conditions during that time. However, the effectiveness of watering as a method of mitigating emissions can be estimated according to the rule of thumb described in the document “Control of Open Fugitive Dust Sources”

CONCEPTUEL

(Cowherd et al., 1988) and using the average evaporation rate specific to the James Bay lithium mine site (ATLAS-1978 and EPA-2007).

Depending on the planned operations, this theoretical model predicts that the daily watering needs may reach a volume of 500 m^3 in summer conditions, on dry days, in order to achieve the target control efficiency of 80%. This quantity of water is estimated under maximum operating conditions, which is the year 14 operating scenario at 60.3 kilotons mined per day. For the busiest road segments, the maximum watering intensity required is 0.13 l / m^2 / h.

For watering the roads at the mine site, treated water from the main basin will be used. As shown in the water balance, the flow from the pit will at all times provide sufficient water for irrigation needs.

5 PRELIMINARY AMBIENT AIR QUALITY MONITORING PROGRAM

The objective of the ambient air quality monitoring program will be to measure the impact of mining activities on local and regional air quality and to determine the compliance and acceptability of mining activities with respect to the applicable standards and criteria presented in the document “Quebec Standards and Criteria for the Quality of the Atmosphere/Normes et critères québécois de qualité de l’atmosphère“, version 6, MELCC (2018). This program will consist of two components, the acquisition of meteorological data and the sampling of ambient air quality.

5.1 Meteorological Station

A weather station will be installed temporarily at a representative location in order to acquire sufficient data to determine the positioning of the ambient air quality monitoring station at the start of the project. This station will also allow proper identification of local conditions to support the interpretation of air quality measurements obtained at the air quality monitoring station.

The equipment used, the installation methods, the compilation of meteorological data including the measurement frequency, the calculation of hourly values as well as the data labels will comply with the standards set out in the document “Standards for the Management and Operation of the Networks of the Quebec Cooperative Meteorological Network/Normes de gestion et d’exploitation des réseaux du Réseau météorologique coopératif du Québec”.

The location of the weather station and the planned equipment will be presented to the MELCC for approval, prior to installation.

The meteorological data will also be sent to MELCC on a regular basis via an FTP site or in another format defined by the Cooperative Meteorological Network of Quebec.

CONFIDENTIEL

5.2 Ambient Air Quality Monitoring

The ambient air quality monitoring program relies primarily on ambient air quality sampling. Galaxy proposes to monitor total particulate matter (TPM), particulate matter with an average size of 10 µm, (PM_{10}), fine particles with an average size of 2.5 µm ($PM_{2.5}$), metals including arsenic and total chromium, and crystalline silica during the operations phase of the Project. The proposed monitoring program will be adjusted based on monitoring results.

5.2.1 *Location of Monitoring Stations*

The position of the monitoring station will be determined as to represent an adequate portrait of the air quality towards the truck stop at km 381. The exact positioning will be defined from the directions of the prevailing winds specific to the site, which will be obtained from the meteorological data collected by the weather station to be installed at the site. The proposed location will be submitted to MELCC for approval, prior to installation.

An audit will be carried out to ensure that the location criteria of Environment and Climate Change Canada (ECCC) and the MELCC are met, namely:

- located at least 100 m from a watercourse or body of water;
- located at least twice the height of windbreak obstacles;
- located such that the collection points or sampling nozzles are located at least 2 m from the ground;
- located such that the measurements taken can be considered representative of the area under study.

5.2.2 *Methods and Frequency of Analysis*

For the analysis of particulate matter, an apparatus recommended by the United States Environmental Protection Agency (US EPA) ("List of Designated Reference and Equivalent Method". US EPA 2019) will be necessary, namely:

- A high-volume sampler (Hi-Vol) (US-EPA reference: 40 CFR Part 50, Appendix B); model TE-5170 MFC from Tisch-Environmental or equivalent;
- A PQ-100PM10 type sampler or equivalent, equipped with a selective head / SCCA cyclone or equivalent
- A continuous measurement nephelometer (US EPA reference automated method EQPM–0516–240); model Teledyne Model T640 or equivalent

For TPM, sampling using Hi-Vol will last 24 hours, from midnight to midnight the following day, and carried out once every six days. Monitoring of exposure to certain metals is also planned from the analysis of these samples. Metals whose standards are on smaller particle size distributions, such as nickel, will first be measured on total particles. In the event that exceedances are observed, the measurement of these particle sizes will be considered.

CONCEPTUEL

The monitoring of respirable (PM_{10}) and fine ($PM_{2.5}$) particles will be done using a Teledyne Model T640 type instrument or equivalent. This device is a nephelometer allowing continuous measurement of PM_{10} and $PM_{2.5}$ particles. It is listed in the US EPA List of Designated Reference Methods or Equivalents[1].

Crystalline silica will be monitored from filtered PM_4 particulates sampled using a PQ100 type sampler. The PM_4 fraction will be collected using a sampling flow and a selective head fitted with an appropriate cyclone (SCCA; 11.1 LPM). In order to obtain an adequate detection limit, the sampling will be carried out over a period of 5 days (7200 minutes). Laboratory analyzes of silica will be carried out following the National Institute for Occupational Safety & Health (NIOSH) 7500 protocol.

All analyzes will be carried out in a laboratory approved by the MELCC. The methods used will be in accordance with those of reference, developed by the Quebec Center of Expertise in Environmental Analysis/Centre d'expertise en analyse environnementale du Québec (CEAEQ), if available. Several quality assurance and quality control (QA/QC) measures will be implemented as part of the sampling campaign to ensure the representativeness and accuracy of the results.

The sampling frequencies are presented in Table 1 while the sampling and analysis methods are summarized in Table 2. The frequencies will be adjusted according to the results collected from the first year of operation. The results of the measurements will be sent to the MELCC and the frequency of the follow-ups will be adjusted according to the results obtained and submitted to the MELCC for approval.

Table 1: Sampling Frequency

Parameter	Frequency
Total Particulate Matter TPM	Once every 6 days (adjusted depending on the results)
Metals[1] in TPM	
Respirable (PM_{10}) and fine particulates ($PM_{2.5}$)	Continuous
Crystalline Silica	Once every 15 days (flexible depending on the results)

[1]Metals: according to the "Quebec Standards and Criteria for the Quality of the Atmosphere" (MELCC 2018)

[1] https://www3.epa.gov/ttnamti1/files/ambient/criteria/AMTIC%20List%20Dec%202016-2.pdf.

CONCEPTUEL

Table 2 : Sampling and Analysis Methods

Parameter	Method	Analysis
Total Particulate Matter (TPM)	US EPA - Division AMTIC - Compendium of Methods for the Determination of Inorganic Compounds in Ambient Air - Compendium Method IO-2.1 –SAMPLING OF AMBIENT AIR FOR TOTAL SUSPENDED PARTICULATE MATTER (SPM) CENTER OF EXPERTISE IN ENVIRONMENTAL ANALYSIS OF QUEBEC. Determination of particles: gravimetric method, MA. 100 - Part. 1.0, Rev. 3, Quebec Ministry of Sustainable Development, Environment and Parks, 2010, 9 p.	Gravimetric - difference in weight of filters before and after sampling
Metals in TPM According to the MELCC Standards and Quebec Atmosphere Quality Criteria (2018).	US EPA – Division AMTIC - Compendium of Methods for the Determination of Inorganic Compounds in Ambient Air - Compendium Method IO-3.5 - DETERMINATION OF METALS IN AMBIENT PARTICULATE MATTER USING INDUCTIVELY COUPLED PLASMA/ MASS SPECTROMETRY (ICP/MS)	Metal extraction with a solution of nitric acid and hydrochloric acid and analysis by ICP-MS
Respirable (PM_{10}) and fine particulate ($PM_{2.5}$)	US EPA – Automated Equivalent Method - EQPM–0516–240 Continuous analyzer	Scattered light spectrometry measurement
Crystalline Silica	Protocol established with the MELCC with PM_4 sampling head and flow rate of 11.1 LPM, Duration of 120 h, analysis with NIOSH 7500 method.	Filtration, particle size selective head, X-ray analysis.

CONFIDENTIEL

6 SOURCE EMISSIONS TESTING

In addition to the ambient air quality monitoring program, stationary emission sources will be subject to source emission testing. The sources subject to source emissions testing will be those identified in the Facility's Environmental Approval (l'attestation d'assainissement).

This source emissions monitoring program will meet the MELCC requirements specified in its "Ambient Air Characterization and Monitoring Guide/Guide de caractérisation et de suivi de l'air ambiant" (Couture 2005). Testing will be carried out according to the terms and reference methods prescribed in the "Sampling Guide for the Purposes of Environmental Analyzes - Booklet 4 - Sampling of Atmospheric Emissions from Stationary Sources/Guide d'échantillonnage aux fins d'analyses environnementales – Cahier 4 – Échantillonnage des émissions atmosphériques en provenance de sources fixes » (MELCC 2016).

Testing reports will be periodically produced and sent to the MELCC. If the analysis reveals that a limit value or an emission standard has been exceeded, the event will be reported along with the corrective measures applied.

7 MONITORING OF NO_2 EMISSIONS DURING BLASTING

Monitoring of the potential emission of NO_2 during blasting will be carried out mainly by observing blast events. NO_2 emissions occur primarily when detonation conditions are sub-optimal. The presence of larger rocks and weaker than projected front movements will be used as indicators to qualify the effectiveness of the explosives detonation. In the event that sub-optimal detonation conditions are observed or forecasted, the following measures may be taken, if necessary, as defined in the blasting plans:

- Use of double detonator;
- Use of electronic detonator;
- Explosive formulation adapted to the conditions and site of the blasting;
- Adapted firing procedure;
- Use of a suitable type of explosive such as water-repellent explosives.

The use of one or more of these measures, if necessary, can promote the best possible management of NO_2 emissions and their reduction.

8 MAINTENANCE AND SERVICING

Mining equipment will be inspected regularly and defects will be repaired as quickly as possible to maximize their efficiency.

The particulate matter recovered by the dust collectors will be managed in such a way as to minimize their dispersion, in compliance with article 12 of the RAA which

CONFIDENTIEL

mentions that the emissions of particles resulting from the transfer, the fall or the handling of materials must not be visible more than 2 m from the point of emission.

Spare parts for the main mitigation equipment will be kept on site (water pumps, filter bags, etc.).

9 ADAPTIVE MITIGATION MEASURES MANAGEMENT PROGRAM

Galaxy's first management strategy is to continually apply routine control and mitigation measures to dust generating activities. However, some alterations in activities (activities that have been identified as occasionally problematic based on the results of the atmospheric dispersion modelling) could be carried out as part of the alert procedure to avoid exceeding the standard.

Galaxy will implement an ambient air quality monitoring program as described above. A system will be installed at the monitoring station that transmits the ambient air quality results to the control room which will generate alarms under certain conditions. Thus, a specific investigation will be carried out in cases where the result obtained (“rolling average”) reaches more than 80% of the standard. In the event that the result is related to an event not connected to the site's activities (e.g., forest fire or others), a note will be placed in the file and the MELCC will be notified. In the event that Galaxy's activities are investigated instead, those causing the high particulate matter will be identified and Galaxy will proceed to apply additional mitigation measures and modify or discontinue them.

Gail Amyot, ing. M.Sc. VEA
Directrice ESS/HSE Manager
gail.amyot@gxy.com

CONFIDENTIEL

10 REFERENCES

- ATLAS HYDROLOGIQUE DU CANADA. Mean Annual Lake Evaporation. En ligne : [http://geogratis.gc.ca/api/en/nrcan-rncan/ess-sst/67de4f04-855d-5d23-bb4a-2a270d1488d0.html] (22 janvier 2016). January 1, 1978.
- QUÉBEC STANDARDIZATION BUREAU. Products used as dust suppressants for unpaved roads and other similar surfaces/Produits utilisés comme abat-poussières pour routes non asphaltées et autres surfaces similaires. BNQ 2410-300. 2009.
- CENTER OF EXPERTISE IN ENVIRONMENTAL ANALYSIS OF QUEBEC. Determination of particles: gravimetric method, MA. 100 – Part. 1.0, Rév. 3, Quebec Ministry of Sustainable Development, Environment and Parks, 2010.
- COUTURE Y. Ambient air characterization and monitoring guide/Guide de caractérisation et de suivi de l'air ambiant. 2005
- COWHERD, C, G. E. MULESKI AND J. KINSEY. Control of Open Fugitive Dust Sources, Kansas City, EPA-450/3-88-008. 1988.
- GOVERNMENT OF QUEBEC. Environment Quality Act, Regulation respecting the purification of the atmosphere/Loi sur la qualité de l'environnement, Règlement sur l'assainissement de l'atmosphère. c. Q-2, r. 4.1. 2010.
- GOVERNMENT OF QUEBEC. Regulation amending the Regulation respecting air purification/Règlement modifiant le Règlement sur l'assainissement de l'atmosphère, Decree, 1228-2013, November 27 2013.
- QUEBEC MINISTRY OF SUSTAINABLE DEVELOPMENT, THE ENVIRONMENT AND THE FIGHT AGAINST CLIMATE CHANGE, Sampling guide for environmental analysis purposes - Booklet 4 - Sampling of atmospheric emissions from stationary sources, Quebec, Center of expertise in environmental analysis of Quebec/Guide d'échantillonnage à des fins d'analyses environnementales – Cahier 4 – Échantillonnage des émissions atmosphériques en provenance de sources fixes, Québec, Centre d'expertise en analyse environnementale du Québec, 2016.
- - MINISTRY OF THE ENVIRONMENT AND THE FIGHT AGAINST CLIMATE CHANGE (MELCC). Quebec standards and criteria for the quality of the atmosphere, version 6. Quebec, Department for monitoring the state of the environment/Normes et critères québécois de qualité de l'atmosphère, version 6. Québec, Direction du suivi de l'état de l'environnement, ISBN 978-2-550-82698-9. 2018.
- NATIONAL INSTITUTE FOR OCCUPATIONAL SAFETY AND HEALTH (NIOSH). NIOSH Manual of Analytical Methods (NMAM), Fourth Edition. SILICA, CRYSTALLINE, by XRD: METHOD 7500, Issue 4. 2003.
- UNITED STATES ENVIRONMENTAL PROTECTION AGENCY – Division AMTIC – Compendium of Methods for the Determination of Inorganic Compounds in Ambient Air – Compendium Method IO-2.1 –SAMPLING OF

CONFIDENTIEL

AMBIENT AIR FOR TOTAL SUSPENDED PARTICULATE MATTER (SPM). 1999a.

- UNITED STATES ENVIRONMENTAL PROTECTION AGENCY – Division AMTIC – Compendium of Methods for the Determination of Inorganic Compounds in Ambient Air - Compendium Method IO-3.5 - DETERMINATION OF METALS IN AMBIENT PARTICULATE MATTER USING INDUCTIVELY COUPLED PLASMA/ MASS SPECTROMETRY (ICP/MS). 1999b.
- UNITED STATES ENVIRONMENTAL PROTECTION AGENCY. United States Meteorological Data: Daily and Hourly Files to Support Predictive Exposure Modeling. 2007.
- UNITED STATES ENVIRONMENTAL PROTECTION AGENCY. Code of Federal Regulations, Title 40, Appendix B to Part 50 - Reference Method for the Determination of Suspended Particulate Matter in the Atmosphere. 2011.
- UNITED STATES ENVIRONMENTAL PROTECTION AGENCY. List of Designated Reference and Equivalent Method. June 15, 2019*:*

CONCEPTUEL

APPENDIX F

Geochemical Analysis Results

Quality Analysis ... *Innovative Technologies*

Date Submitted: 20-Nov-17
Invoice No.: A17-13205 (i)
Invoice Date: 15-Jan-18
Your Reference: SG17-1479 101854 171-02562-00

Techni-Lab Abitibi Inc.(Actlabs)
245 Rue Roy
Ste-Germaine QC
Canada

ATTN: MATHIEU RANCOURT

CERTIFICATE OF ANALYSIS

18 Pulp samples were submitted for analysis.

The following analytical package(s) were requested:

Code 1G-Hg CV Hg-Cold Vapour (Hg Analyzer)
Code 8-AR Ag Code 8-Assays
Code 9-XRD X-Ray Diffraction
Code UT-7 Sodium Peroxide Fusion (ICP & ICPMS)

REPORT **A17-13205 (i)**

This report may be reproduced without our consent. If only selected portions of the report are reproduced, permission must be obtained. If no instructions were given at time of sample submittal regarding excess material, it will be discarded within 90 days of this report. Our liability is limited solely to the analytical cost of these analyses. Test results are representative only of material submitted for analysis.

Notes:

Values which exceed the upper limit should be assayed for accurate numbers.

CERTIFIED BY:

<Original signé par>

Emmanuel Eseme , Ph.D.
Quality Control

ACTIVATION LABORATORIES LTD.
41 Bittern Street, Ancaster, Ontario, Canada, L9G 4V5
TELEPHONE +905 648-9611 or +1.888.228.5227 FAX +1.905.648.9613
E-MAIL Ancaster@actlabs.com ACTLABS GROUP WEBSITE www.actlabs.com

Analyte Symbol	Hg	Ag	Al	As	B	Ba	Be	Bi	Ca	Cd	Ce	Co	Cr	Cs	Cu	Dy	Er	Eu	Fe	Ga	Gd	Ge	Ho
Unit Symbol	ppb	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm
Lower Limit	5	3	0.01	5	10	3	3	2	0.01	2	0.8	0.2	30	0.1	2	0.3	0.1	0.1	0.05	0.2	0.1	0.7	0.2
Method Code	1G	ICP-OES	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2
W170493	< 5	< 3	8.42	62	10	8	182	< 2	0.16	< 2	2.7	0.3	230	34.8	< 2	< 0.3	< 0.1	0.1	0.38	45.8	< 0.1	4.6	< 0.2
W170498	< 5	< 3	8.71	< 5	< 10	24	157	< 2	0.20	< 2	< 0.8	0.2	200	52.5	< 2	< 0.3	< 0.1	< 0.1	0.27	40.6	< 0.1	3.7	< 0.2
W170505	< 5	< 3	7.84	45	< 10	101	261	< 2	0.18	< 2	< 0.8	0.5	330	30.5	< 2	< 0.3	< 0.1	< 0.1	0.51	45.3	< 0.1	2.6	< 0.2
W170508	< 5	< 3	8.89	22	20	8	275	< 2	0.36	< 2	3.2	0.2	200	39.2	< 2	< 0.3	< 0.1	0.1	0.23	37.0	0.1	6.1	< 0.2
W170513	< 5	< 3	8.41	27	120	42	179	3	0.21	< 2	2.2	0.6	190	89.8	< 2	< 0.3	< 0.1	0.1	0.32	41.0	0.1	4.7	< 0.2
W170524	< 5	< 3	8.54	45	400	1080	< 3	< 2	1.25	< 2	66.0	22.7	280	50.2	34	2.9	1.6	1.0	5.50	23.4	3.8	0.7	0.6
W170532	< 5	< 3	8.07	39	80	567	< 3	< 2	2.01	< 2	59.0	22.4	320	200	50	2.9	1.6	1.1	5.13	20.6	3.4	0.9	0.6
W170537	< 5	< 3	8.63	< 5	250	809	< 3	< 2	1.24	< 2	74.1	28.7	250	48.7	62	3.4	1.8	1.2	5.87	23.7	4.3	< 0.7	0.6
W170538	< 5	< 3	8.70	417	3380	559	9	< 2	1.12	< 2	66.1	26.2	280	1080	58	2.9	1.6	1.1	5.68	23.2	3.8	1.0	0.6
W170539	< 5	< 3	8.42	230	1110	559	11	< 2	1.15	< 2	68.3	27.3	280	1020	54	3.1	1.6	1.1	5.75	22.2	3.8	0.8	0.6
W170552	< 5	< 3	8.09	150	2060	412	3	< 2	1.83	< 2	44.7	20.1	220	66.5	63	2.3	1.3	1.1	4.28	18.7	2.7	< 0.7	0.4
W170564	< 5	< 3	8.27	< 5	270	599	< 3	< 2	1.17	< 2	58.6	23.4	520	1210	58	2.6	1.4	1.0	4.68	21.0	3.1	0.9	0.5
W170569	< 5	< 3	8.48	< 5	280	978	< 3	< 2	1.27	< 2	58.5	24.1	350	88.8	81	2.8	1.4	1.1	5.36	22.7	3.6	< 0.7	0.6
W170573	< 5	< 3	8.04	106	160	555	< 3	< 2	2.12	< 2	46.8	14.0	190	126	30	1.9	1.1	1.0	2.57	18.5	2.5	0.8	0.4
W170574	< 5	< 3	7.12	243	170	458	8	< 2	5.29	< 2	45.5	38.8	850	375	99	2.5	1.4	1.2	5.76	17.7	3.6	1.0	0.5
W170578	< 5	< 3	5.45	647	2220	541	9	< 2	5.04	< 2	54.9	58.8	1780	535	75	2.2	1.1	1.2	6.58	13.2	3.4	1.8	0.4
W170580	< 5	< 3	7.37	803	2980	1050	7	< 2	3.51	< 2	37.8	47.5	1340	981	27	2.9	1.6	1.1	7.09	19.4	3.5	2.6	0.5
W170581	< 5	< 3	6.99	1590	5610	879	8	< 2	3.80	< 2	34.5	59.3	1750	1130	20	2.8	1.5	0.9	7.62	21.3	3.3	4.5	0.6

Analyte Symbol	Hf	In	K	La	Li	Mg	Mn	Mo	Nb	Nd	Ni	Pb	Pr	Rb	S	Sb	Se	Si	Sm	Sn	Sr	Ta	Tb
Unit Symbol	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
Lower Limit	10	0.2	0.1	0.4	3	0.01	3	1	2.4	0.4	10	0.8	0.1	0.4	0.01	2	0.8	0.01	0.1	0.5	3	0.2	0.1
Method Code	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2
W170493	< 10	< 0.2	1.9	1.5	9140	0.04	458	15	87.0	0.9	< 10	1.1	0.3	465	< 0.01	< 2	16.1	> 30.0	0.2	65.5	35	27.6	< 0.1
W170498	< 10	< 0.2	2.3	0.4	1070	0.01	265	10	133.8	< 0.4	< 10	6.1	0.1	879	< 0.01	< 2	12.0	> 30.0	0.1	30.7	58	84.6	< 0.1
W170505	< 10	< 0.2	2.8	< 0.4	> 10000	0.04	446	22	17.8	< 0.4	< 10	1.2	0.1	465	< 0.01	< 2	19.8	> 30.0	< 0.1	19.2	93	2.7	< 0.1
W170508	< 10	< 0.2	2.2	2.5	4010	0.03	140	10	168.5	1.2	< 10	6.0	0.4	792	< 0.01	< 2	17.3	> 30.0	0.2	49.4	39	77.8	< 0.1
W170513	< 10	< 0.2	2.4	1.2	2990	0.06	222	11	147.6	1.0	< 10	7.1	0.3	1030	0.04	< 2	13.4	> 30.0	0.2	79.6	40	101	< 0.1
W170524	< 10	< 0.2	3.0	33.1	435	1.99	595	5	8.1	26.5	100	18.2	7.7	121	0.17	< 2	< 0.8	29.1	4.6	3.6	278	0.8	0.6
W170532	< 10	< 0.2	2.5	29.6	890	1.62	710	7	7.6	24.6	90	20.6	7.0	165	0.31	< 2	< 0.8	> 30.0	4.0	9.3	285	1.9	0.5
W170537	< 10	< 0.2	3.1	37.8	361	2.34	536	3	9.2	30.8	120	17.1	8.7	128	0.17	< 2	< 0.8	28.2	5.3	2.0	231	0.8	0.7
W170538	< 10	< 0.2	2.6	32.9	1660	1.92	615	5	11.6	28.1	100	20.8	7.9	735	0.23	< 2	8.3	29.1	4.7	45.5	243	4.3	0.6
W170539	< 10	< 0.2	2.8	33.9	1870	1.94	663	5	9.1	27.8	110	21.7	8.0	989	0.21	< 2	< 0.8	28.8	4.6	54.0	243	0.8	0.6
W170552	< 10	< 0.2	1.5	21.6	557	1.33	615	6	5.3	19.7	50	7.2	5.6	64.1	0.62	< 2	< 0.8	> 30.0	3.3	8.4	381	0.4	0.4
W170564	< 10	< 0.2	2.8	31.0	788	1.60	558	28	7.8	23.4	100	18.3	6.8	321	0.19	< 2	< 0.8	> 30.0	3.9	7.4	220	1.2	0.5
W170569	< 10	< 0.2	2.8	29.3	791	1.72	570	10	8.0	25.2	100	17.3	7.0	149	0.46	< 2	< 0.8	> 30.0	4.5	4.5	352	0.8	0.5
W170573	< 10	< 0.2	1.8	23.2	885	0.82	465	9	4.7	20.5	30	7.0	5.6	212	0.19	< 2	< 0.8	> 30.0	3.6	25.9	432	0.4	0.4
W170574	< 10	< 0.2	1.1	20.3	1900	6.46	1090	2	5.3	24.3	280	2.9	6.2	136	0.02	< 2	< 0.8	25.8	4.6	16.0	1010	2.2	0.5
W170578	< 10	< 0.2	2.1	29.3	3040	9.66	1210	4	2.4	28.6	520	2.2	7.2	284	0.07	< 2	5.6	23.8	4.6	39.5	1070	0.3	0.5
W170580	< 10	< 0.2	3.5	16.9	1020	8.64	1310	2	3.9	20.6	400	3.0	5.3	302	0.05	< 2	< 0.8	21.7	4.2	62.3	630	0.2	0.5
W170581	< 10	< 0.2	3.4	15.1	993	10.1	1260	5	3.9	18.6	530	< 0.8	4.8	282	0.10	< 2	< 0.8	20.6	3.9	84.2	284	0.3	0.5

Analyte Symbol	Te	Th	Ti	Tl	Tm	U	V	W	Y	Yb	Zn
Unit Symbol	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
Lower Limit	6	0.1	0.01	0.1	0.1	0.1	5	0.7	0.1	0.1	30
Method Code	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2
W170493	< 6	0.8	< 0.01	2.8	< 0.1	7.4	< 5	2.5	0.2	< 0.1	40
W170498	< 6	0.9	< 0.01	5.8	< 0.1	7.6	< 5	1.1	0.1	< 0.1	50
W170505	< 6	0.1	< 0.01	2.8	< 0.1	0.8	< 5	2.4	0.2	< 0.1	< 30
W170508	< 6	0.4	< 0.01	5.1	< 0.1	9.4	< 5	1.7	0.3	< 0.1	30
W170513	< 6	1.1	< 0.01	7.1	< 0.1	8.5	< 5	2.7	0.5	< 0.1	720
W170524	< 6	11.4	0.35	0.7	0.2	3.3	133	5.0	15.6	1.6	80
W170532	< 6	10.8	0.35	0.9	0.2	3.9	104	3.1	15.4	1.6	120
W170537	< 6	12.2	0.41	0.8	0.3	3.6	158	4.0	17.6	1.8	100
W170538	< 6	11.5	0.39	5.3	0.2	4.0	128	2.3	15.9	1.6	100
W170539	< 6	11.7	0.38	7.8	0.2	4.4	131	88.9	15.3	1.6	120
W170552	< 6	4.4	0.34	0.4	0.2	1.3	99	1.2	12.3	1.2	70
W170564	< 6	9.8	0.33	1.8	0.2	3.0	105	9.8	14.2	1.5	70
W170569	< 6	9.7	0.37	0.8	0.2	3.0	121	5.7	14.8	1.5	70
W170573	< 6	4.9	0.25	1.7	0.2	1.4	65	7.6	10.5	1.0	70
W170574	< 6	2.9	0.39	1.0	0.2	0.8	156	< 0.7	13.2	1.2	80
W170578	< 6	1.6	0.32	2.1	0.2	0.6	141	7.5	11.0	0.9	90
W170580	< 6	2.9	0.43	1.8	0.2	0.7	189	2.1	14.9	1.4	80
W170581	< 6	2.6	0.41	1.6	0.2	0.8	197	4.4	14.1	1.4	100

Analyte Symbol	Hg	Ag	Al	As	B	Ba	Be	Bi	Ca	Cd	Ce	Co	Cr	Cs	Cu	Dy	Er	Eu	Fe	Ga	Gd	Ge	Ho
Unit Symbol	ppb	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm
Lower Limit	5	3	0.01	5	10	3	3	2	0.01	2	0.8	0.2	30	0.1	2	0.3	0.1	0.1	0.05	0.2	0.1	0.7	0.2
Method Code	1G	ICP-OES	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2
GXR-1 Meas	3960		3.80	400	< 10	708	< 3		0.92	2	14.5	8.1	< 30	4.1	1140	4.9		0.6	25.3	15.1	4.2		
GXR-1 Cert	3900		3.52	427	15.0	750	1.22		0.960	3.30	17.0	8.20	12.0	3.00	1110	4.30		0.690	23.6	13.8	4.20		
GXR-4 Meas	106																						
GXR-4 Cert	110																						
PTM-1a Meas		132																					
PTM-1a Cert		135																					
SDC-1 Meas	22																						
SDC-1 Cert	200.00																						
GXR-6 Meas	73																						
GXR-6 Cert	68.0																						
NIST 696 Meas													310										
NIST 696 Cert													321.0										
GBW 07239 (NCS DC 70007) Meas				< 5				< 2			60.0	13.9			45					24.7		13.4	
GBW 07239 (NCS DC 70007) Cert				1				1			60.3	13.5			49					23.1		12.4	
OREAS 134b (Fusion) Meas				230		1440				534		107			1310				12.4				
OREAS 134b (Fusion) Cert				224		1360				569		104			1340				12.69				
MP-1b Meas		49		> 10000				938	2.56	605					> 10000				8.13				
MP-1b Cert		47.0		23000.00				954.0000	2.47	527.0000					30700				8.19				
OREAS 101b (Fusion) Meas											1270	46.2			411	32.0	18.3	8.0	10.9		36.7		6.5
OREAS 101b (Fusion) Cert											1331	47.0			416	32.1	18.7	7.77	10.8		41		6.34
OREAS 13b (fusion) Meas			8.40			700			5.79				> 10000						8.55				
OREAS 13b (fusion) Cert			8.41			694			5.57				10800.00						8.41				
NCS DC86303 Meas														341									
NCS DC86303 Cert														350									
NCS DC86304 Meas														1660									
NCS DC86304 Cert														1680									
CPB-2 Meas			0.07																6.88				
CPB-2 Cert			0.074																7.065				
CZN-4 Meas		51	0.08	370						2550		98.8			4090								
CZN-4 Cert		51.4	0.0715	356.0000						2604.0000		93.5			4030.000								

Analyte Symbol	Hg	Ag	Al	As	B	Ba	Be	Bi	Ca	Cd	Ce	Co	Cr	Cs	Cu	Dy	Er	Eu	Fe	Ga	Gd	Ge	Ho
Unit Symbol	ppb	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm
Lower Limit	5	3	0.01	5	10	3	3	2	0.01	2	0.8	0.2	30	0.1	2	0.3	0.1	0.1	0.05	0.2	0.1	0.7	0.2
Method Code	1G	ICP-OES	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2
PTC-1b Meas		51																	> 30.0				
PTC-1b Cert		53.1																	36.78				
SdAR-M2 (U.S.G.S.) Meas	1440																						
SdAR-M2 (U.S.G.S.) Cert	1440.00																						
NCS DC35015 Meas																			4.00				
NCS DC35015 Cert																			3.97				
OREAS 922 (Peroxide Fusion) Meas			7.41			474		12	0.49		89.9	20.3	80	7.2	2250	5.9	3.3	1.5	5.72	20.9	6.4		1.2
OREAS 922 (Peroxide Fusion) Cert			7.59			481		11	0.49		88.0	20.9	90	7.5	2220	5.75	3.38	1.52	5.71	21.2	6.94		1.20
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Meas			6.50	90		2520	< 3	4	2.03	264	52.1	30.4	40	4.1	3610				3.79	25.4			
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Cert			6.63	85		2610	2	4	2.00	295	52.0	31.4	50	3.6	3680				3.71	26.5			
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Meas			6.55						1.99										3.80				
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Cert			6.63						2.00										3.71				
CCU-1e Meas		199	0.14	1060					0.14	70		305			> 10000				> 30.0				
CCU-1e Cert		205	0.139	1010					0.129	74.2		301			229000				30.7				
W170493 Orig	< 5																						
W170493 Dup	< 5																						
W170581 Orig	< 5	< 3	6.94	1600	5620	885	8	< 2	3.78	< 2	34.4	60.4	1770	1140	20	2.8	1.4	0.9	7.62	21.2	3.3	4.0	0.6
W170581 Dup	< 5	< 3	7.05	1580	5600	872	8	< 2	3.81	< 2	34.6	58.1	1720	1110	20	2.7	1.5	0.9	7.62	21.3	3.3	5.0	0.5
Method Blank		< 3																					
Method Blank			< 0.01	< 5	< 10	< 3	< 3	< 2	< 0.01	< 2	< 0.8	< 0.2	< 30	< 0.1	< 2	< 0.3	< 0.1	< 0.1	< 0.05	< 0.2	< 0.1	< 0.7	< 0.2
Method Blank			< 0.01	< 5	< 10	< 3	< 3	< 2	< 0.01	< 2	< 0.8	< 0.2	< 30	0.1	< 2	< 0.3	< 0.1	< 0.1	< 0.05	< 0.2	< 0.1	< 0.7	< 0.2
Method Blank			< 0.01	< 5	< 10	< 3	< 3	< 2	< 0.01	< 2	< 0.8	< 0.2	< 30	0.3	< 2	< 0.3	< 0.1	< 0.1	< 0.05	< 0.2	< 0.1	< 0.7	< 0.2
Method Blank	< 5																						
Method Blank	< 5																						

Analyte Symbol	Hf	In	K	La	Li	Mg	Mn	Mo	Nb	Nd	Ni	Pb	Pr	Rb	S	Sb	Se	Si	Sm	Sn	Sr	Ta	Tb
Unit Symbol	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
Lower Limit	10	0.2	0.1	0.4	3	0.01	3	1	2.4	0.4	10	0.8	0.1	0.4	0.01	2	0.8	0.01	0.1	0.5	3	0.2	0.1
Method Code	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2
GXR-1 Meas	< 10	0.9	< 0.1	7.3	8	0.23	815	19	< 2.4	8.5	50	745		5.2	0.27	123	15.9		2.9	51.6	280	< 0.2	0.8
GXR-1 Cert	0.960	0.770	0.050	7.50	8.20	0.217	852	18.0	0.800	18.0	41.0	730		14.0	0.257	122	16.6		2.70	54.0	275	0.175	0.830
GXR-4 Meas																							
GXR-4 Cert																							
PTM-1a Meas															22.9								
PTM-1a Cert															22.4								
SDC-1 Meas																							
SDC-1 Cert																							
GXR-6 Meas																							
GXR-6 Cert																							
NIST 696 Meas																							
NIST 696 Cert																							
GBW 07239 (NCS DC 70007) Meas				36.9			> 10000	1180		30.5	20	21.6	8.4							30.2			
GBW 07239 (NCS DC 70007) Cert				37.4			11500	1100		29.8	20.9	26.1	7.40							33.2			
OREAS 134b (Fusion) Meas												> 5000			20.2	115							
OREAS 134b (Fusion) Cert												132000.00			20.74	111							
MP-1b Meas		559				0.02		300				> 5000			13.4			16.7		> 10000			
MP-1b Cert		565.000				0.024		285				20900			13.79			16.79		16100			
OREAS 101b (Fusion) Meas			2.4	750		1.28	901	19		363	< 10		127						45.9				5.9
OREAS 101b (Fusion) Cert			2.42	789		1.23	931	21		378	9		127						48				5.37
OREAS 13b (fusion) Meas			2.3			3.11	1230								1.19			23.2			538		
OREAS 13b (fusion) Cert			2.30			3.01	1300.000								1.19			22.9			537		
NCS DC86303 Meas					2130									1380									
NCS DC86303 Cert					2100									1330									
NCS DC86304 Meas					> 10000									> 5000						100			
NCS DC86304 Cert					10600.00									6730						97.1			
CPB-2 Meas						0.06																	
CPB-2 Cert						0.0683																	
CZN-4 Meas												1840			> 25.0		143	0.31					
CZN-4 Cert												1861.000			33.07		86.7	0.295					

Analyte Symbol	Hf	In	K	La	Li	Mg	Mn	Mo	Nb	Nd	Ni	Pb	Pr	Rb	S	Sb	Se	Si	Sm	Sn	Sr	Ta	Tb
Unit Symbol	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
Lower Limit	10	0.2	0.1	0.4	3	0.01	3	1	2.4	0.4	10	0.8	0.1	0.4	0.01	2	0.8	0.01	0.1	0.5	3	0.2	0.1
Method Code	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2
PTC-1b Meas															> 25.0			2.55					
PTC-1b Cert															29.95			2.468					
SdAR-M2 (U.S.G.S.) Meas																							
SdAR-M2 (U.S.G.S.) Cert																							
NCS DC35015 Meas																							
NCS DC35015 Cert																							
OREAS 922 (Peroxide Fusion) Meas	< 10	0.3	2.7	44.1	31	1.67	849		18.9	38.6	40	63.6	11.1	172	0.38			> 30.0	7.3	9.8	59	1.6	1.0
OREAS 922 (Peroxide Fusion) Cert	5.93	0.3	2.60	45.6	29	1.61	880		15.2	38.9	40	64.0	10.6	167	0.389			30.51	7.31	10	58.0	1.3	1.02
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Meas		1.8	2.2	26.7		0.51	529	13	11.7	22.0		> 5000	6.3	84.9	4.47	144		28.0			98		
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Cert		1.9	2.23	26.1		0.516	554	14	10.4	24.2		13300	6.64	89.0	4.51	146		28.1			101		
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Meas			2.2			0.51									4.44			28.1					
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Cert			2.23			0.516									4.51			28.1					
CCU-1e Meas						0.73	90					> 5000			> 25.0	109							
CCU-1e Cert						0.706	96.0					7030			35.3	104							
W170493 Orig																							
W170493 Dup																							
W170581 Orig	< 10	< 0.2	3.4	14.8	1010	10.0	1290	6	3.9	18.5	530	< 0.8	4.8	283	0.11	< 2	< 0.8	20.8	3.8	82.8	279	0.3	0.5
W170581 Dup	< 10	< 0.2	3.4	15.5	979	10.2	1230	4	3.9	18.8	530	< 0.8	4.8	282	0.10	< 2	< 0.8	20.5	4.0	85.5	289	0.3	0.5
Method Blank																							
Method Blank	< 10	< 0.2	< 0.1	< 0.4	< 3	< 0.01	< 3	< 1	< 2.4	< 0.4	< 10	< 0.8	< 0.1	< 0.4	< 0.01	< 2	< 0.8	< 0.01	< 0.1	< 0.5	< 3	< 0.2	< 0.1
Method Blank	< 10	< 0.2	< 0.1	< 0.4	< 3	< 0.01	< 3	< 1	< 2.4	< 0.4	< 10	< 0.8	< 0.1	< 0.4	< 0.01	< 2	0.8	< 0.01	< 0.1	< 0.5	< 3	< 0.2	< 0.1
Method Blank	< 10	< 0.2	< 0.1	< 0.4	< 3	< 0.01	< 3	2	< 2.4	< 0.4	< 10	< 0.8	< 0.1	< 0.4	< 0.01	< 2	< 0.8	< 0.01	< 0.1	< 0.5	< 3	< 0.2	< 0.1
Method Blank																							
Method Blank																							

Analyte Symbol	Te	Th	Ti	Tl	Tm	U	V	W	Y	Yb	Zn
Unit Symbol	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
Lower Limit	6	0.1	0.01	0.1	0.1	0.1	5	0.7	0.1	0.1	30
Method Code	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2
GXR-1 Meas	12	2.5	0.03	0.4	0.4	34.7	91	173	30.4	2.2	820
GXR-1 Cert	13.0	2.44	0.036	0.390	0.430	34.9	80.0	164	32.0	1.90	760
GXR-4 Meas											
GXR-4 Cert											
PTM-1a Meas											
PTM-1a Cert											
SDC-1 Meas											
SDC-1 Cert											
GXR-6 Meas											
GXR-6 Cert											
NIST 696 Meas							405				
NIST 696 Cert							403.0000				
GBW 07239 (NCS DC 70007) Meas								1040	36.6		120
GBW 07239 (NCS DC 70007) Cert								1000.00	34.2		120
OREAS 134b (Fusion) Meas											> 10000
OREAS 134b (Fusion) Cert											181200.00
MP-1b Meas								1100			> 10000
MP-1b Cert								1100.000			167000
OREAS 101b (Fusion) Meas		34.4	0.39		2.8	399	84		143	18.2	
OREAS 101b (Fusion) Cert		37.1	0.386		2.66	396	80		178	17.6	
OREAS 13b (fusion) Meas			0.69				304				
OREAS 13b (fusion) Cert			0.711				330				
NCS DC86303 Meas								8.7			
NCS DC86303 Cert								8.9			
NCS DC86304 Meas								45.6			
NCS DC86304 Cert								43.7			
CPB-2 Meas											
CPB-2 Cert											
CZN-4 Meas											> 10000
CZN-4 Cert											550700

Analyte Symbol	Te	Th	Ti	Tl	Tm	U	V	W	Y	Yb	Zn
Unit Symbol	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
Lower Limit	6	0.1	0.01	0.1	0.1	0.1	5	0.7	0.1	0.1	30
Method Code	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2	FUS-MS-Na2O2
											.00
PTC-1b Meas											
PTC-1b Cert											
SdAR-M2 (U.S.G.S.) Meas											
SdAR-M2 (U.S.G.S.) Cert											
NCS DC35015 Meas											
NCS DC35015 Cert											
OREAS 922 (Peroxide Fusion) Meas		17.0	0.44	0.8	0.5	3.5	103		31.2	3.2	280
OREAS 922 (Peroxide Fusion) Cert		17.7	0.439	0.9	0.510	3.6	92.0		31.1	3.17	280
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Meas		8.1	0.18	2.0		2.9	32	2.5	13.2	1.1	> 10000
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Cert		8.6	0.181	2.0		3.0	36.3	2.6	13.9	1.03	52200
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Meas			0.18								
OREAS 621 (Peroxide Fusion) Cert			0.181								
CCU-1e Meas				2.6							> 10000
CCU-1e Cert				2.69							30200
W170493 Orig											
W170493 Dup											
W170581 Orig	< 6	2.6	0.41	1.6	0.2	0.7	204	4.2	14.2	1.4	100
W170581 Dup	< 6	2.6	0.42	1.6	0.2	0.8	191	4.7	14.1	1.4	90
Method Blank											
Method Blank	< 6	< 0.1	< 0.01	< 0.1	< 0.1	0.1	< 5	< 0.7	< 0.1	< 0.1	< 30
Method Blank	< 6	< 0.1	< 0.01	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 5	< 0.7	< 0.1	< 0.1	< 30
Method Blank	< 6	< 0.1	< 0.01	< 0.1	< 0.1	0.1	< 5	0.7	< 0.1	< 0.1	< 30
Method Blank											
Method Blank											

X-ray Diffraction Analysis of Thirteen Samples

W.O. # A17-13205
Invoice # A17-13205

Client: TECHNI_LAB

Attn: Mathieu Rancourt

Date Reported: December 4, 2017

Method

Thirteen samples were submitted for quantitative X-ray diffraction analysis. A portion of each powder sample was mixed with corundum and packed into a standard holder. Corundum was added as an internal standard, to estimate the X-ray amorphous content. The X-ray diffraction analysis was performed on a Panalytical X'Pert Pro diffractometer, equipped with a Cu X-ray source and an X'Celerator detector, operating at the following conditions: voltage: 40 kV; current: 40 mA; range: 5 - 70 deg 2θ; step size: 0.017 deg 2θ; time per step: 50.165 sec; divergence slit: fixed; angle 0.5°; sample rotation: 1 rev/sec. The quantities of the crystalline mineral phases were determined using the Rietveld method. The Rietveld method is based on the calculation of the full diffraction pattern from crystal structure information. The X'Pert HighScore Plus software along with the PDF-4/Minerals ICDD database were used for mineral identification and quantification.

Results

The minerals identified in the samples and their abundances are in Table 1 and the diffraction patterns are in Appendix 1.

Table 1. Mineral abundances (wt %)

Client ID	W170498	W170508	W170513	W170524	W170537	W170552	W170564
Actlabs ID	A17-13205-2	A17-13205-4	A17-13205-5	A17-13205-6	A17-13205-8	A17-13205-11	A17-13205-12
Quartz	25.2	28.4	25.7	26.4	31.1	32.4	29.5
Plagioclase	60.3	55.3	52.2	24	25.6	44.5	31.2
K feldspar	8.3	6.2	8.3	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Muscovite	6.3	8.0	9.0	5	4.4	trace	5.3
Biotite	n.d.	n.d.	n.d.	15.3	17.3	10.5	18.3
Chlorite	n.d.	n.d.	n.d.	4	1.8	n.d.	1.3
Spodumene	n.d.	2.1	4.8	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Amphibole	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Holmquisite	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Tourmaline	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Amorphous	n.d.	n.d.	n.d.	25.3	19.8	12.6	14.4

Table 1. Mineral abundances (wt %)

Client ID	W170569	W170573	W170574	W170578	W170580	W170581
Actlabs ID	A17-13205-13	A17-13205-14	A17-13205-15	A17-13205-16	A17-13205-17	A17-13205-18
Quartz	28.9	39.9	4.2	0.8	1.9	2.3
Plagioclase	29.6	47.5	29.2	3.7	12.0	n.d.
K feldspar	n.d.	2.6	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Muscovite	5.0	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Biotite	20.3	9.0	10.3	24.4	42.9	37.2
Chlorite	n.d.	1.0	2.0	1.0	2.7	3.6
Spodumene	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.
Amphibole	n.d.	n.d.	44.0	51.6	36.1	41.6
Holmquisite	n.d.	n.d.	10.3	18.5	n.d.	n.d.
Tourmaline	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	4.3	9.3
Amorphous	16.2	n.d.	n.d.	n.d.	n.d.	6.0

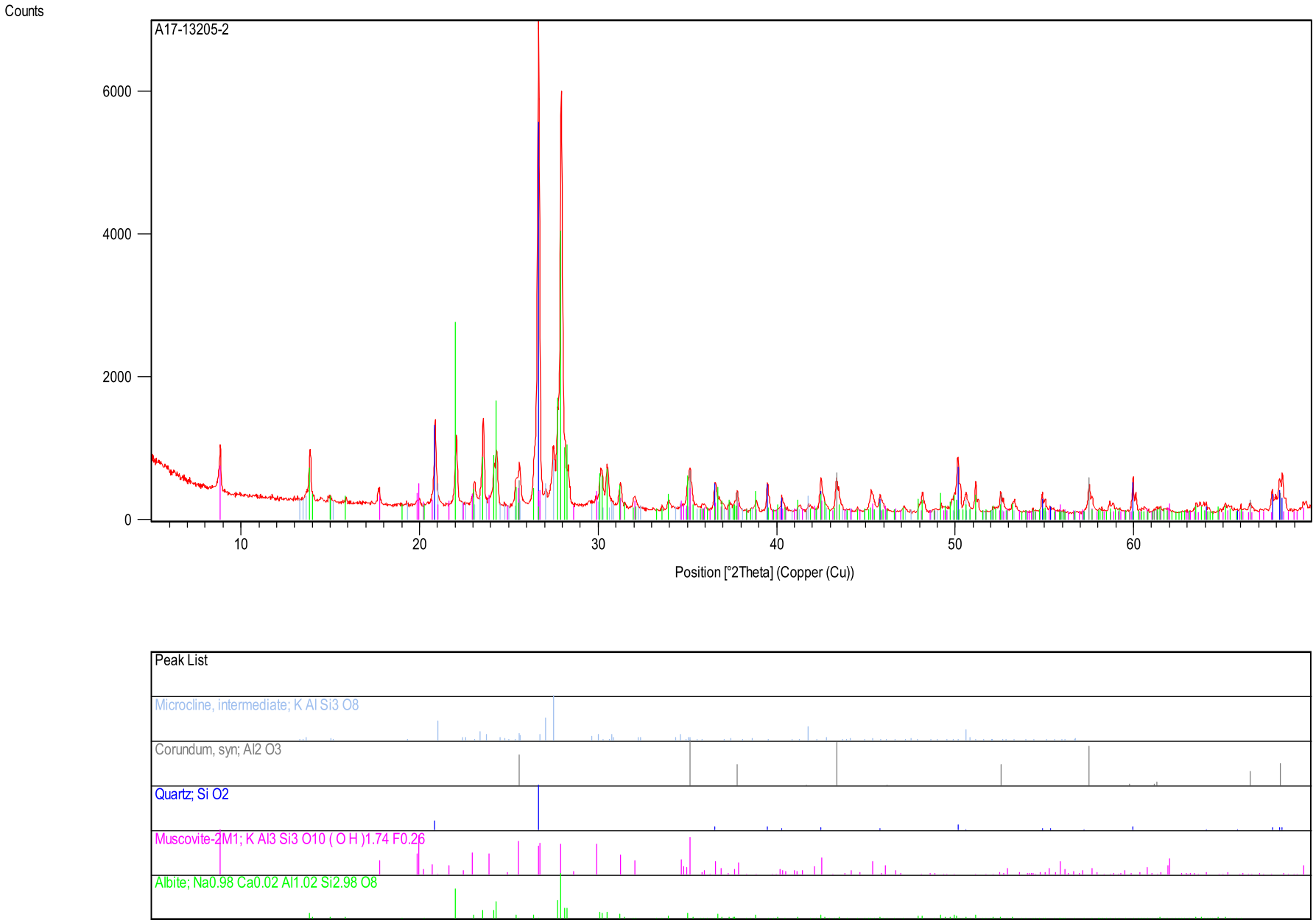
Note: n.d. = not detected; amorphous refers to X-ray amorphous material

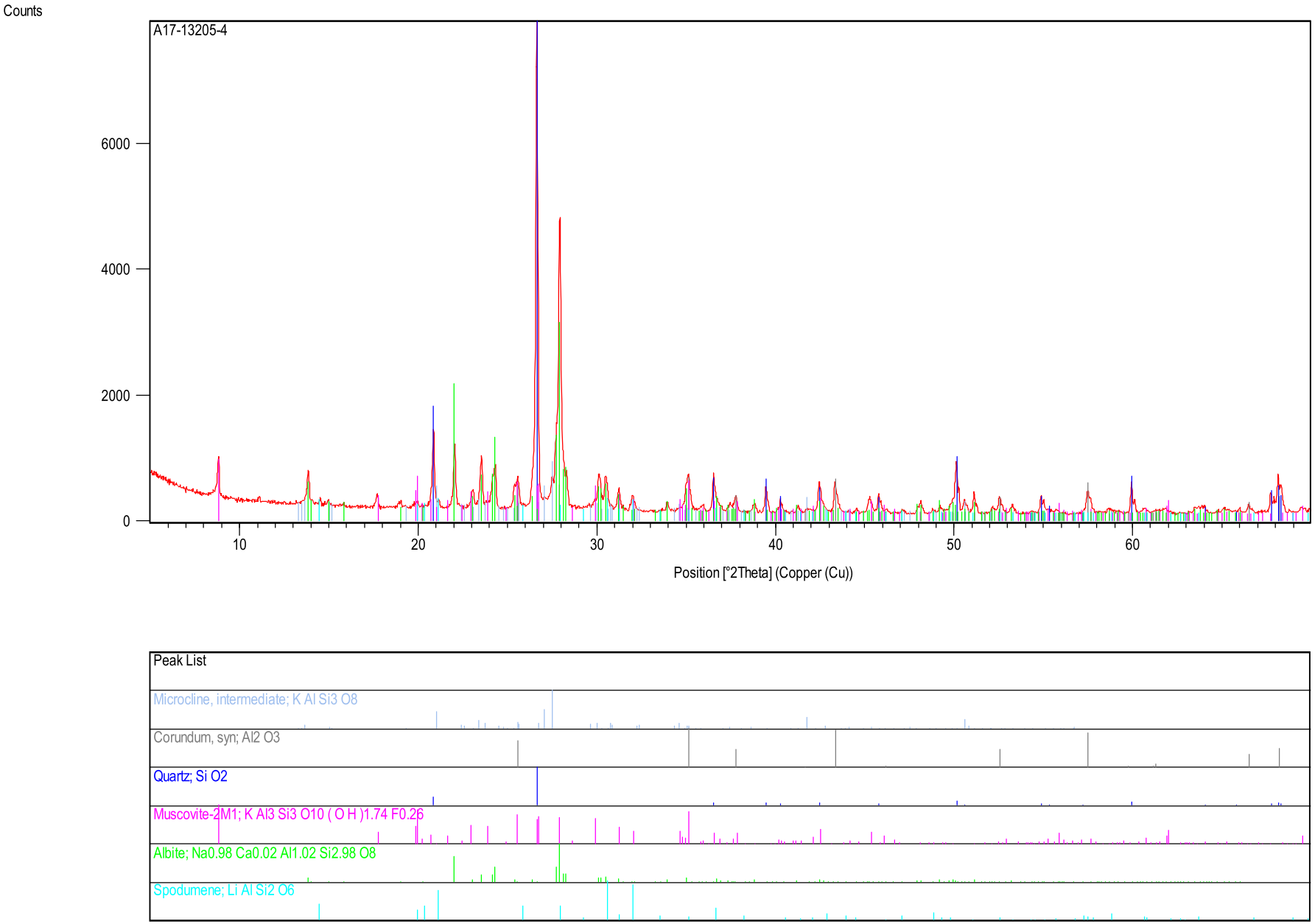
<Original signé par>

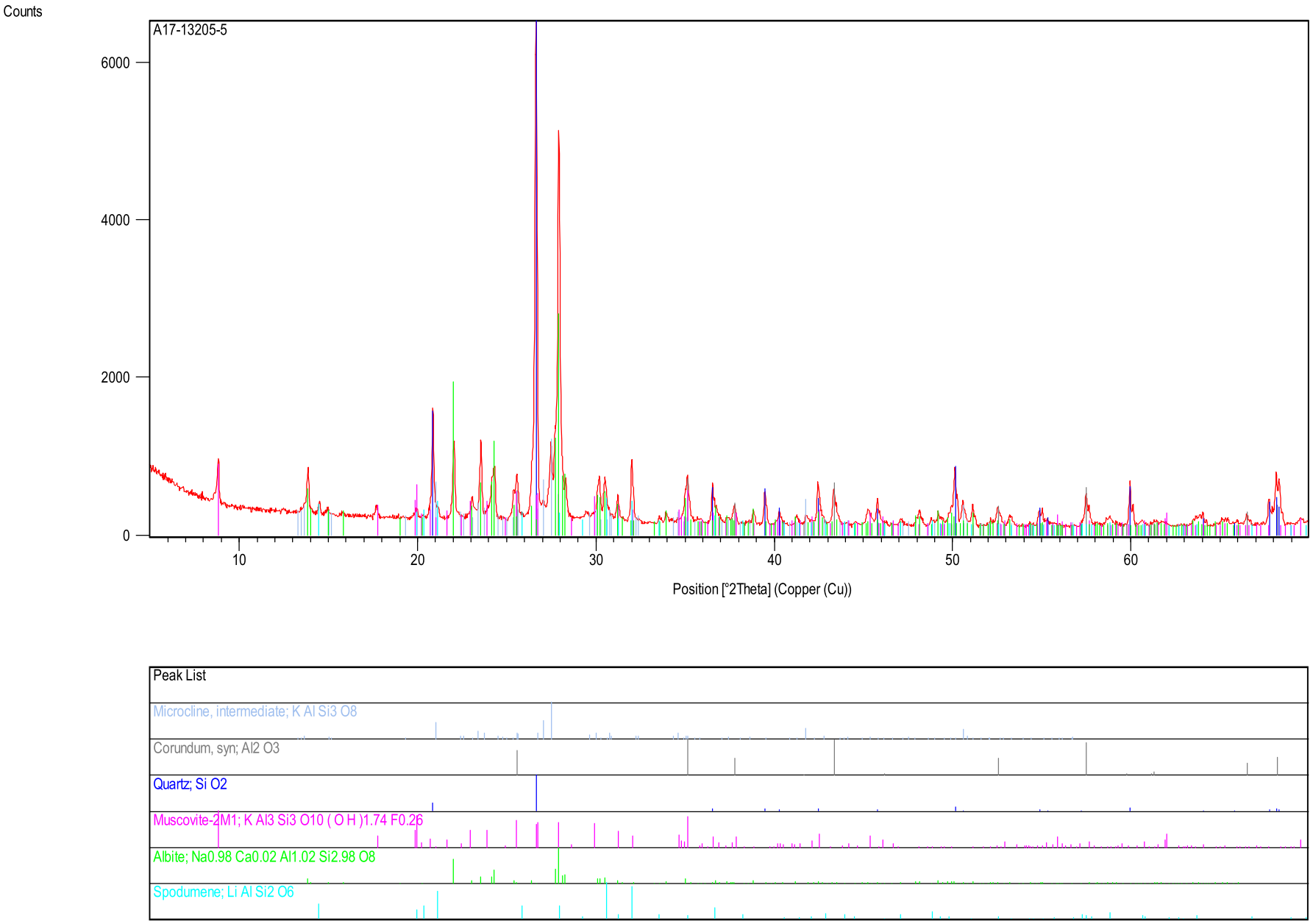
Elitsa Hrischeva, Ph.D.
Senior Scientist
Activation Laboratories Ltd.

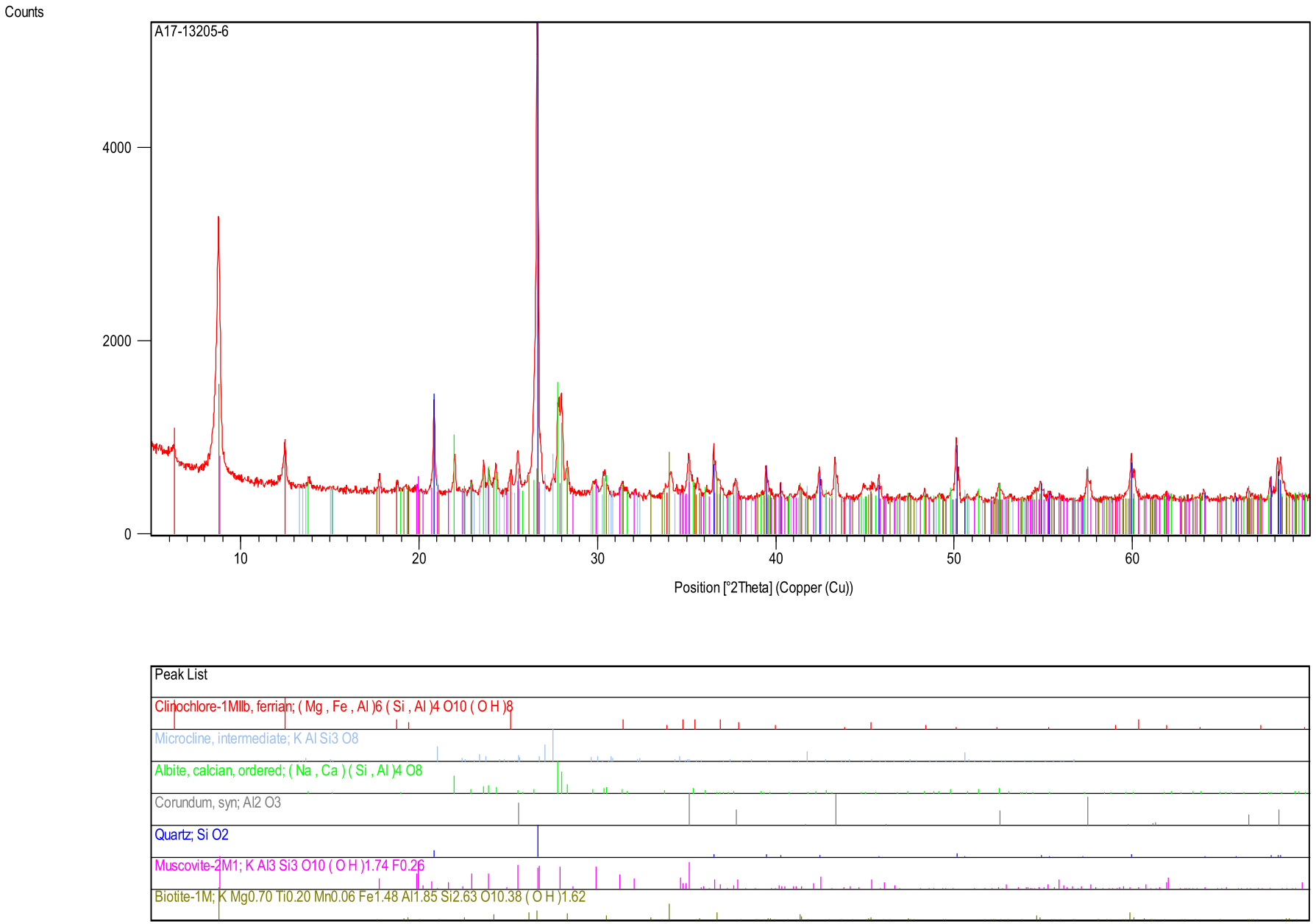
APPENDIX 1

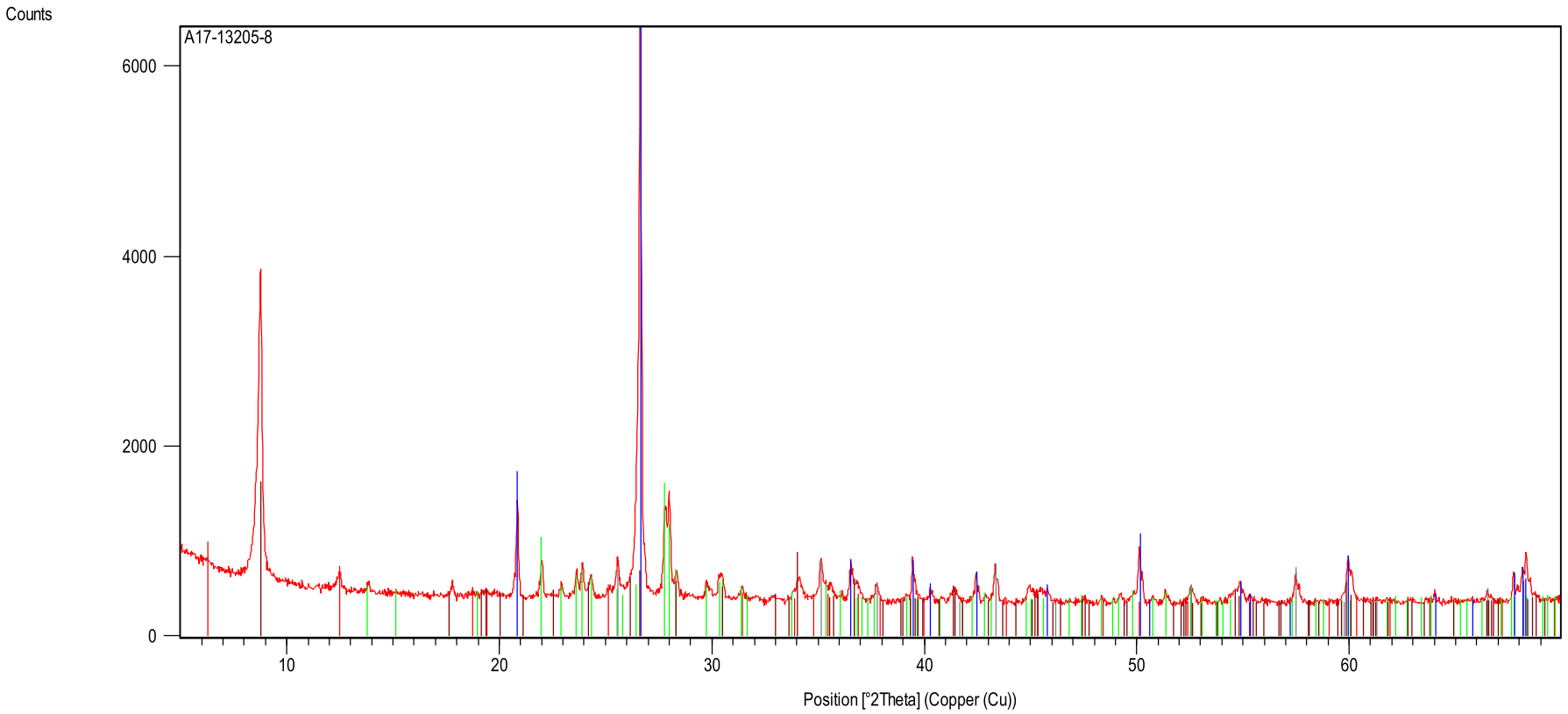
Diffraction patterns

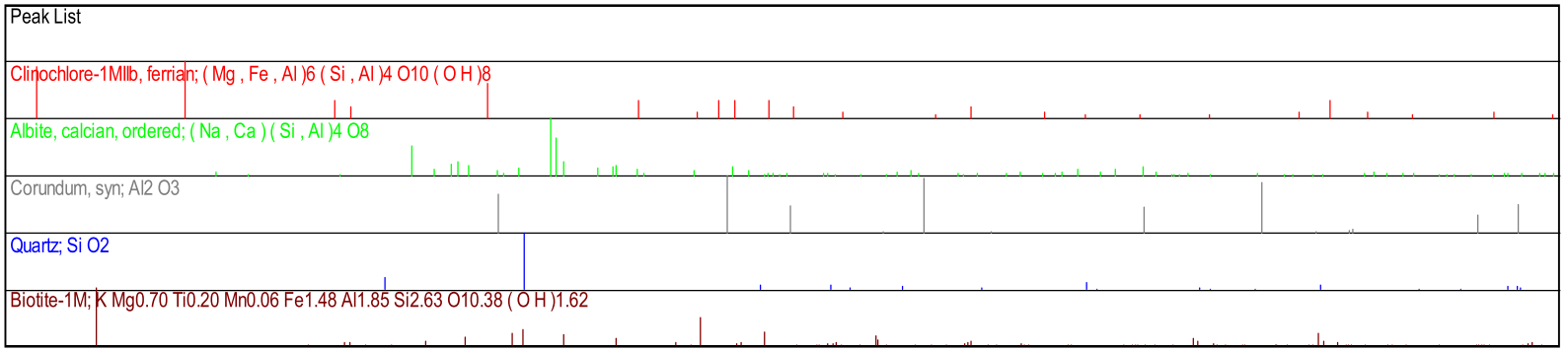

Counts
A17-13205-2
6000
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))
Peak List
Microcline, intermediate; K Al Si3 O8
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Muscovite-2M1; K Al3 Si3 O10 (O H)1.74 F0.26
Albite; Na0.98 Ca0.02 Al1.02 Si2.98 O8

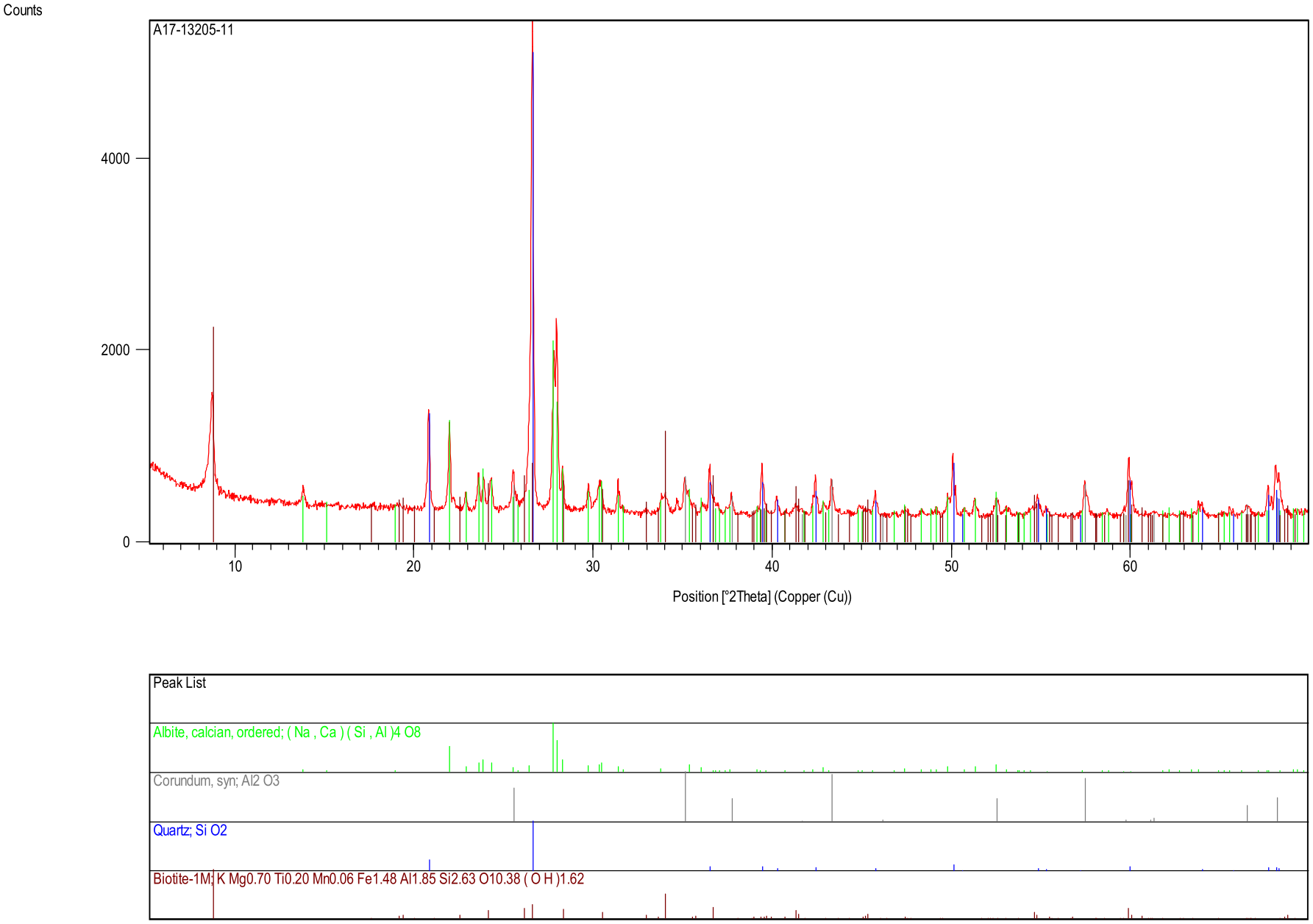

Counts
A17-13205-4
6000
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))
Peak List
Microcline, intermediate; K Al Si3 O8
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Muscovite-2M1; K Al3 Si3 O10 (O H)1.74 F0.26
Albite; Na0.98 Ca0.02 Al1.02 Si2.98 O8
Spodumene; Li Al Si2 O6

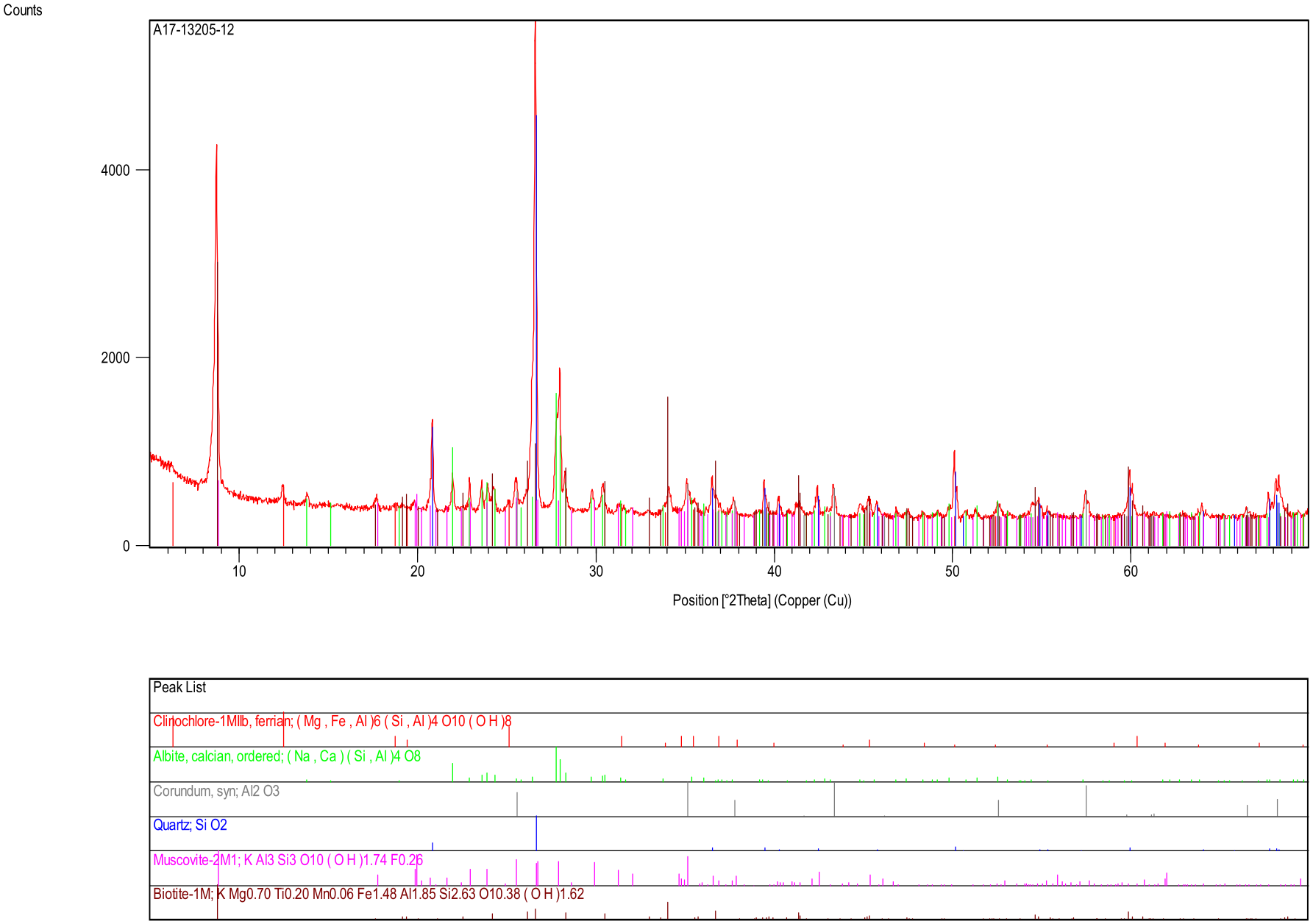

Counts
A17-13205-5
6000
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))
Peak List
Microcline, intermediate; K Al Si3 O8
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Muscovite-2M1; K Al3 Si3 O10 (O H)1.74 F0.26
Albite; Na0.98 Ca0.02 Al1.02 Si2.98 O8
Spodumene; Li Al Si2 O6

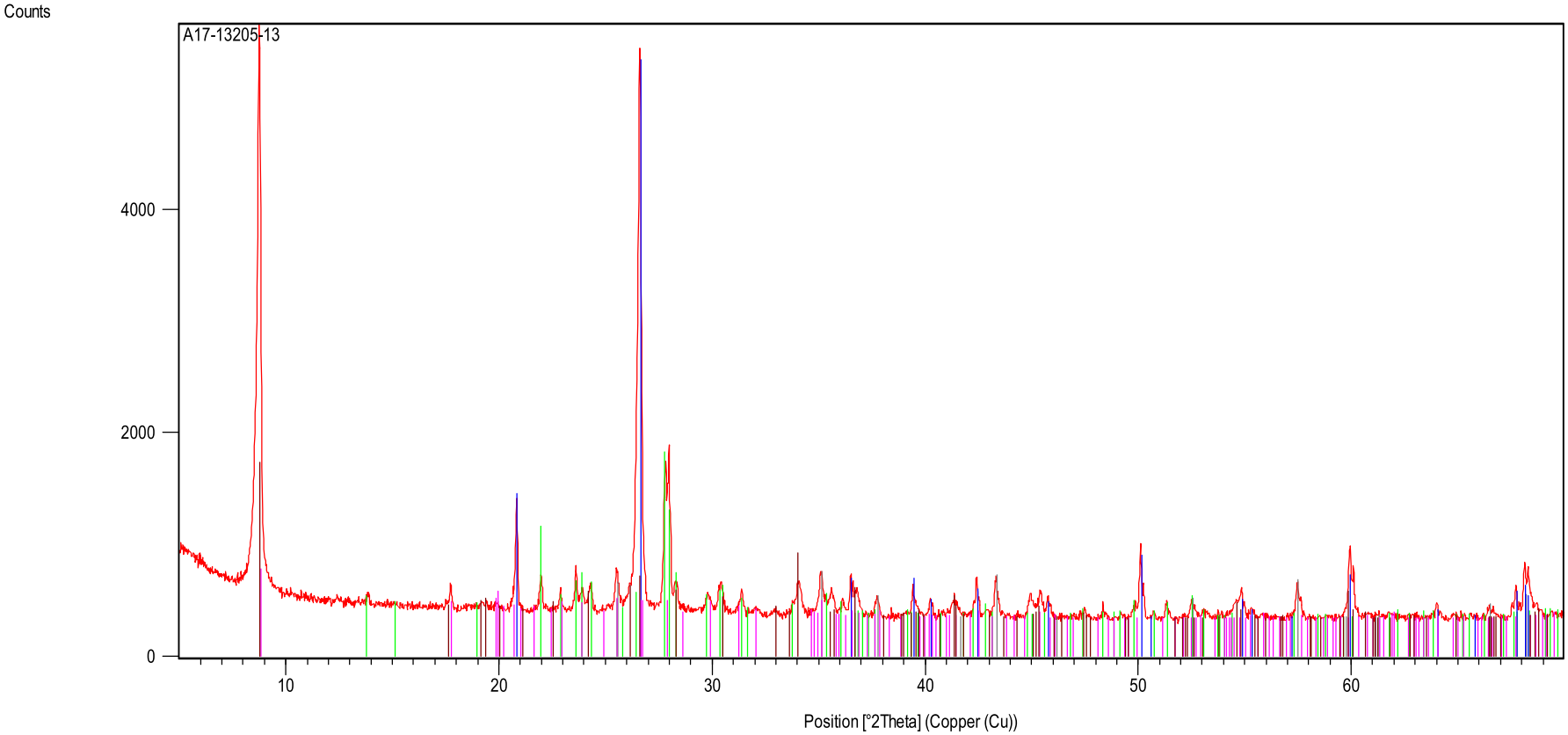

Counts
A17-13205-6
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))
Peak List
Clinochlore-1MIIb, ferrian; (Mg , Fe , Al)6 (Si , Al)4 O10 (O H)8
Microcline, intermediate; K Al Si3 O8
Albite, calcian, ordered; (Na , Ca) (Si , Al)4 O8
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Muscovite-2M1; K Al3 Si3 O10 (O H)1.74 F0.26
Biotite-1M; K Mg0.70 Ti0.20 Mn0.06 Fe1.48 Al1.85 Si2.63 O10.38 (O H)1.62

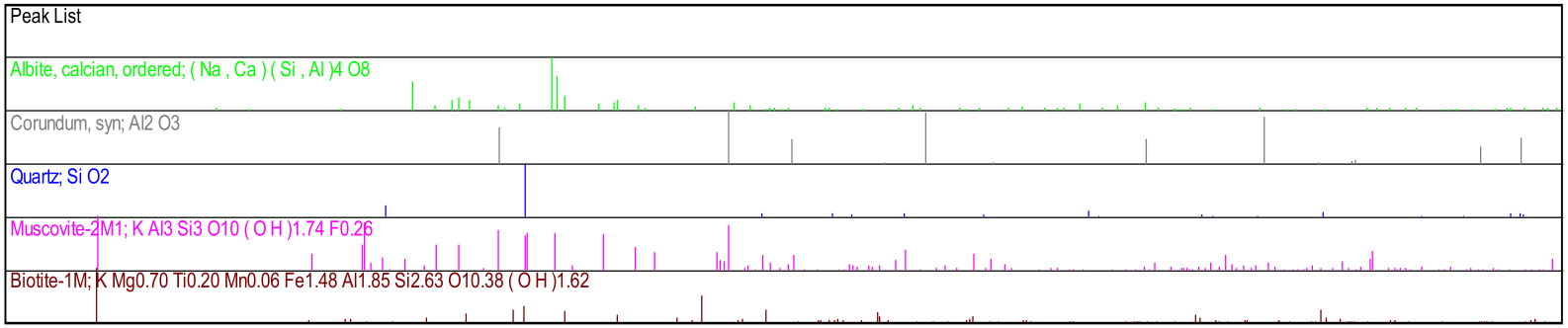

Counts
A17-13205-8
6000
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))

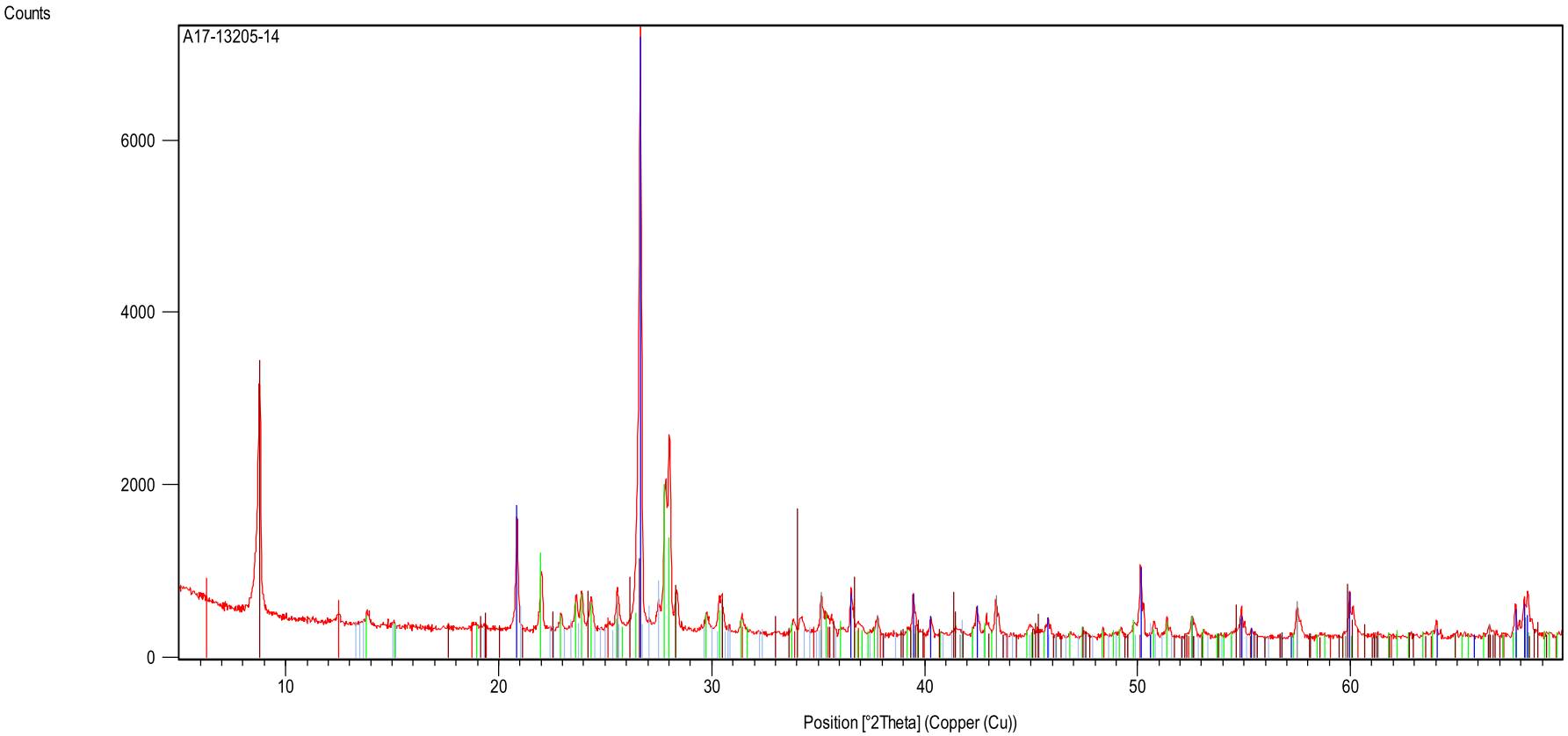

Peak List
Clinochlore-1MIIb, ferrian; (Mg , Fe , Al)6 (Si , Al)4 O10 (O H)8
Albite, calcian, ordered; (Na , Ca) (Si , Al)4 O8
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Biotite-1M; K Mg0.70 Ti0.20 Mn0.06 Fe1.48 Al1.85 Si2.63 O10.38 (O H)1.62

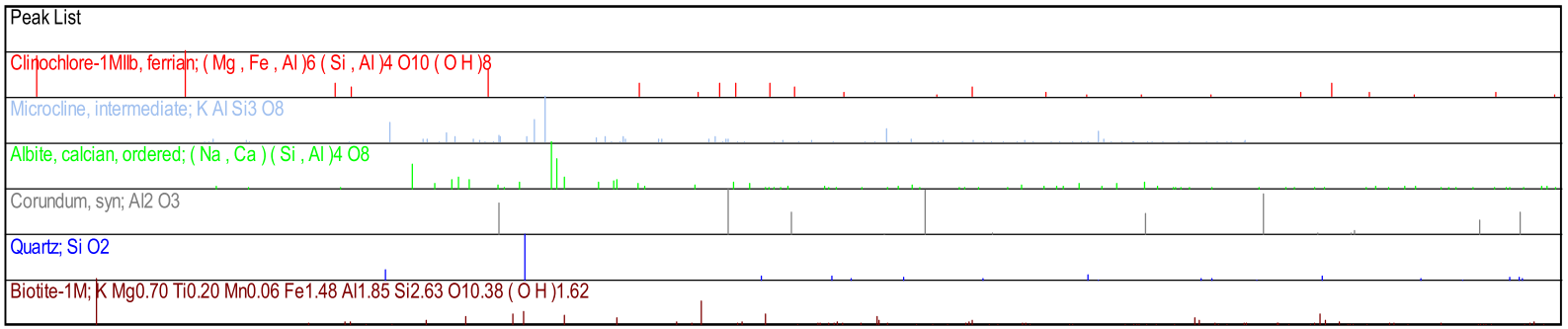

Counts
A17-13205-11
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))
Peak List
Albite, calcian, ordered; (Na , Ca) (Si , Al)4 O8
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Biotite-1M; K Mg0.70 Ti0.20 Mn0.06 Fe1.48 Al1.85 Si2.63 O10.38 (O H)1.62

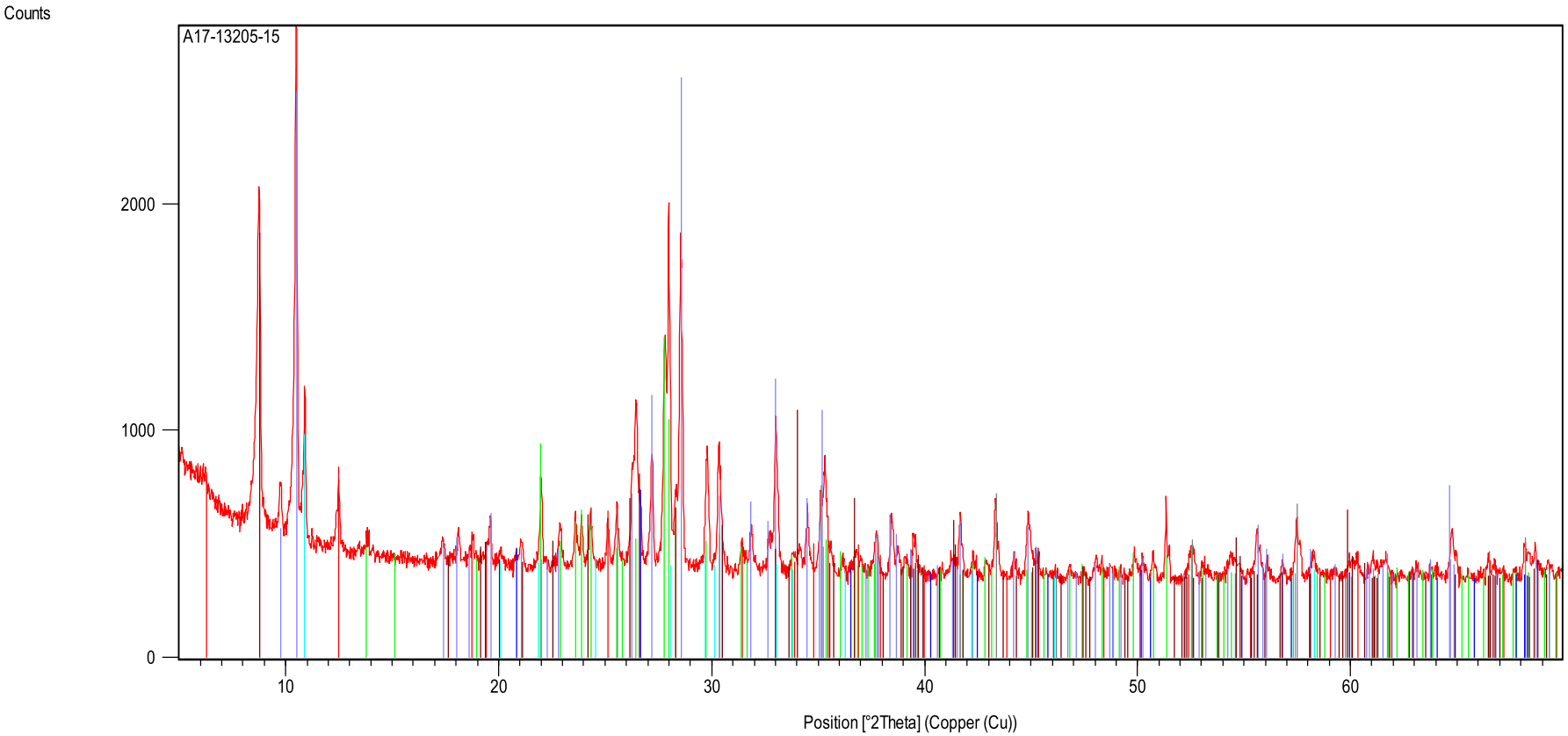

Counts
A17-13205-12
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))
Peak List
Clinochlore-1MIIb, ferrian; (Mg , Fe , Al)6 (Si , Al)4 O10 (O H)8
Albite, calcian, ordered; (Na , Ca) (Si , Al)4 O8
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Muscovite-2M1; K Al3 Si3 O10 (O H)1.74 F0.26
Biotite-1M; K Mg0.70 Ti0.20 Mn0.06 Fe1.48 Al1.85 Si2.63 O10.38 (O H)1.62

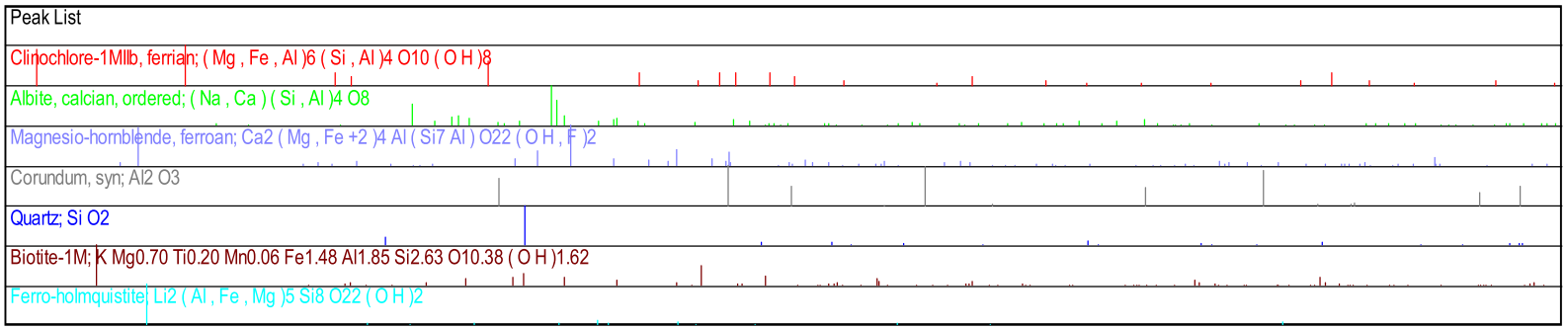

Counts
A17-13205-13
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))

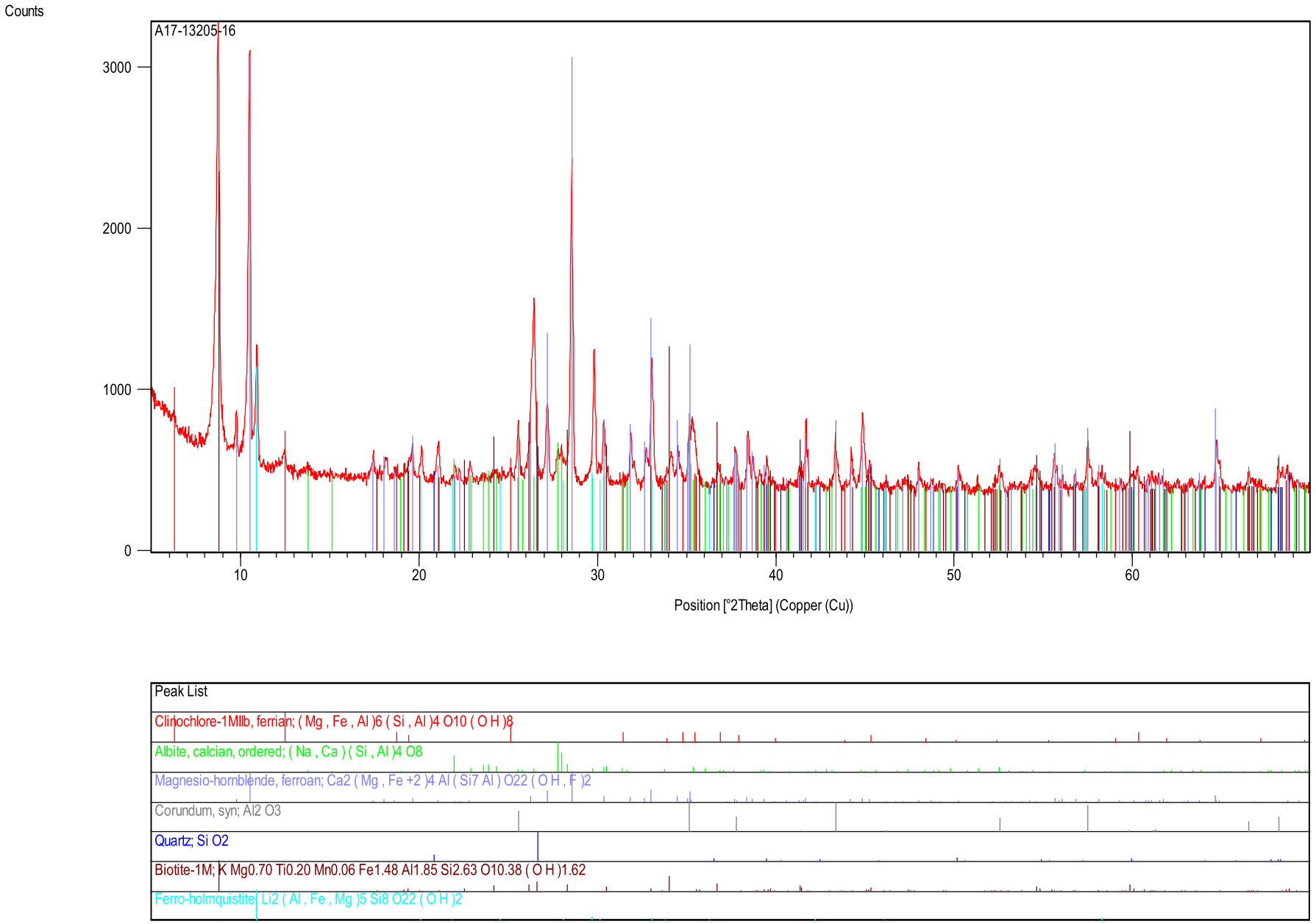

Peak List
Albite, calcian, ordered; (Na , Ca) (Si , Al)4 O8
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Muscovite-2M1; K Al3 Si3 O10 (O H)1.74 F0.26
Biotite-1M; K Mg0.70 Ti0.20 Mn0.06 Fe1.48 Al1.85 Si2.63 O10.38 (O H)1.62

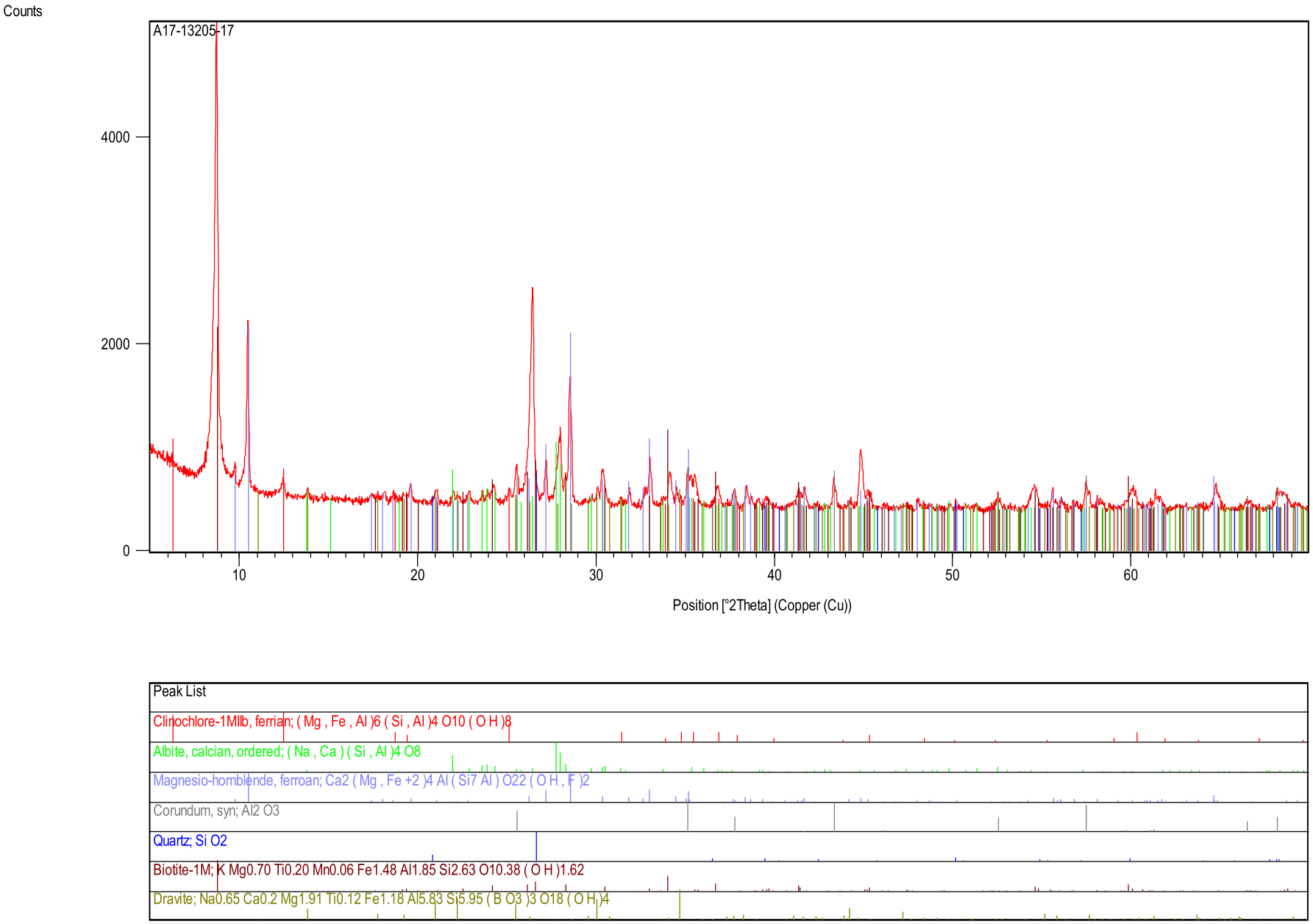

Counts
A17-13205-14
6000
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))

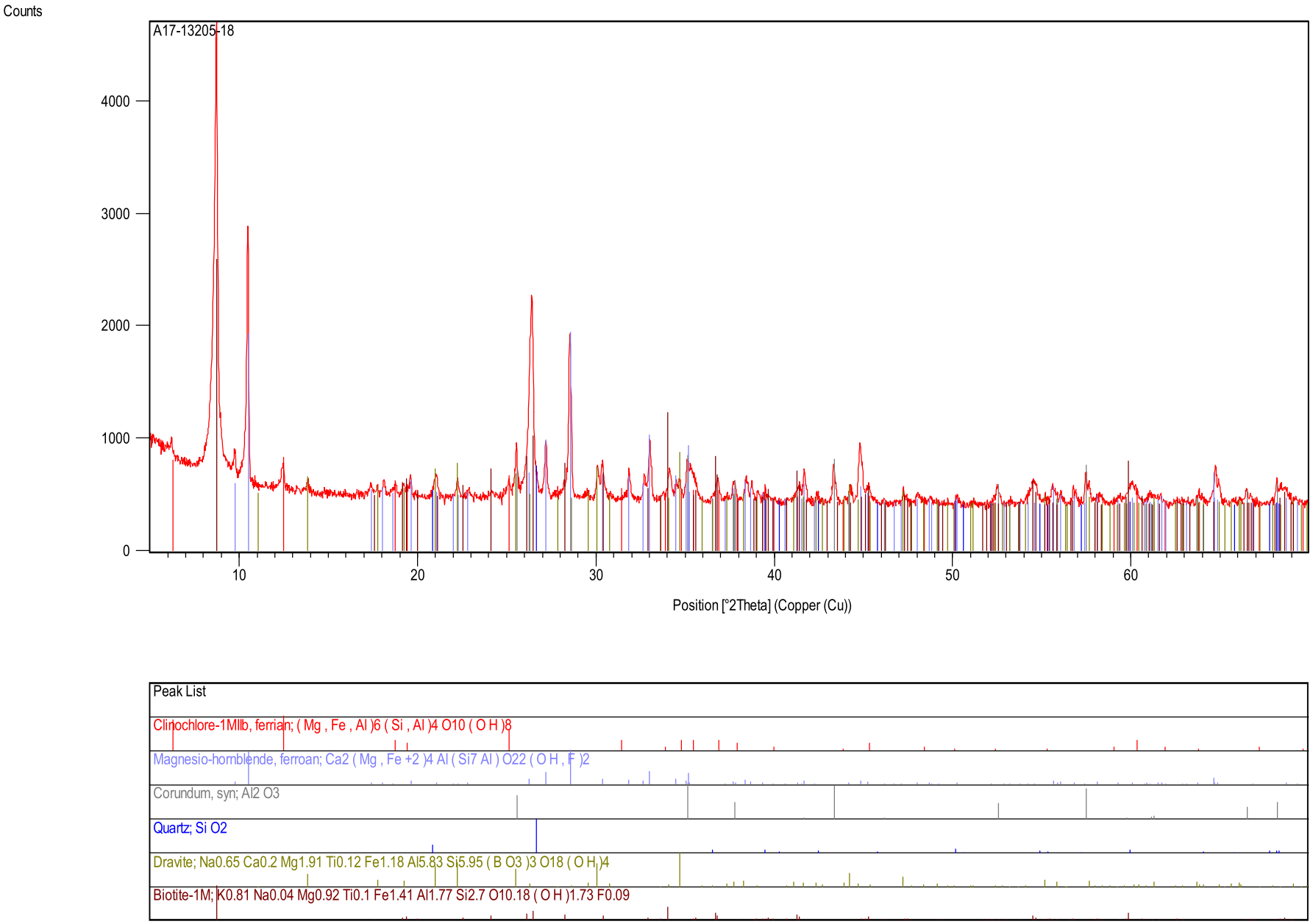

Peak List
Clinochlore-1MIIb, ferrian; (Mg , Fe , Al)6 (Si , Al)4 O10 (O H)8
Microcline, intermediate; K Al Si3 O8
Albite, calcian, ordered; (Na , Ca) (Si , Al)4 O8
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Biotite-1M; K Mg0.70 Ti0.20 Mn0.06 Fe1.48 Al1.85 Si2.63 O10.38 (O H)1.62


Counts
A17-13205-15
2000
1000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))


Peak List
Clinochlore-1MIIb, ferrian; (Mg , Fe , Al)6 (Si , Al)4 O10 (O H)8
Albite, calcian, ordered; (Na , Ca) (Si , Al)4 O8
Magnesio-hornblende, ferroan; Ca2 (Mg , Fe +2)4 Al (Si7 Al) O22 (O H , F)2
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Biotite-1M; K Mg0.70 Ti0.20 Mn0.06 Fe1.48 Al1.85 Si2.63 O10.38 (O H)1.62
Ferro-holmquistite; Li2 (Al , Fe , Mg)5 Si8 O22 (O H)2


Counts
A17-13205-16
3000
2000
1000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))
Peak List
Clinochlore-1MIIb, ferrian; (Mg , Fe , Al)6 (Si , Al)4 O10 (O H)8
Albite, calcian, ordered; (Na , Ca) (Si , Al)4 O8
Magnesio-hornblende, ferroan; Ca2 (Mg , Fe +2)4 Al (Si7 Al) O22 (O H , F)2
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Biotite-1M; K Mg0.70 Ti0.20 Mn0.06 Fe1.48 Al1.85 Si2.63 O10.38 (O H)1.62
Ferro-holmquistite; Li2 (Al , Fe , Mg)5 Si8 O22 (O H)2


Counts
A17-13205-17
4000
2000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))
Peak List
Clinochlore-1MIIb, ferrian; (Mg , Fe , Al)6 (Si , Al)4 O10 (O H)8
Albite, calcian, ordered; (Na , Ca) (Si , Al)4 O8
Magnesio-hornblende, ferroan; Ca2 (Mg , Fe +2)4 Al (Si7 Al) O22 (O H , F)2
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Biotite-1M; K Mg0.70 Ti0.20 Mn0.06 Fe1.48 Al1.85 Si2.63 O10.38 (O H)1.62
Dravite; Na0.65 Ca0.2 Mg1.91 Ti0.12 Fe1.18 Al5.83 Si5.95 (B O3)3 O18 (O H)4


Counts
A17-13205-18
4000
3000
2000
1000
0
10
20
30
40
50
60
Position [°2Theta] (Copper (Cu))
Peak List
Clinochlore-1MIIb, ferrian; (Mg , Fe , Al)6 (Si , Al)4 O10 (O H)8
Magnesio-hornblende, ferroan; Ca2 (Mg , Fe +2)4 Al (Si7 Al) O22 (O H , F)2
Corundum, syn; Al2 O3
Quartz; Si O2
Dravite; Na0.65 Ca0.2 Mg1.91 Ti0.12 Fe1.18 Al5.83 Si5.95 (B O3)3 O18 (O H)4
Biotite-1M; K0.81 Na0.04 Mg0.92 Ti0.1 Fe1.41 Al1.77 Si2.7 O10.18 (O H)1.73 F0.09

SGS Canada Inc.
P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
Lakefield - Ontario - KOL 2HO
Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

LR Internal Dept 14
Attn : Rob Caldwell

---, ---
---, ---
Phone: ---, Fax:---

09-August-2018

Date Rec. : 07 August 2018
LR Report : **CA02217-AUG18**
Project : CA20M-00000-110-13531-02
Client Ref : Galaxy Lithium Canada

CERTIFICATE OF ANALYSIS

Final Report

Sample ID	SiO2 %	Al2O3 %	Fe2O3 %	MgO %	CaO %	Na2O %	K2O %
1: W170598	44.8	14.0	16.7	5.15	8.47	3.18	1.13
2: W170599	45.5	15.0	15.9	5.22	8.06	3.03	1.42
3: W170600	44.8	13.5	16.9	5.34	8.85	3.25	0.76
4: W171906	45.1	13.9	16.8	5.68	8.62	2.19	1.55
5: W171907	62.9	16.1	5.82	4.64	0.56	3.46	1.64

Sample ID	TiO2 %	P2O5 %	MnO %	Cr2O3 %	V2O5 %	LOI %	Sum %
1: W170598	2.85	0.58	0.22	< 0.01	0.08	2.28	99.5
2: W170599	2.63	0.62	0.20	0.02	0.06	1.97	99.7
3: W170600	2.97	0.58	0.22	0.01	0.06	2.26	99.6
4: W171906	2.76	0.66	0.24	0.02	0.07	1.98	99.5
5: W171907	0.57	0.14	0.07	0.02	0.02	3.39	99.3

Control Quality Assay
Not Suitable for Commercial Exchange

Tom Watt
Project Coordinator

OnLine LIMS

0001467756

This document is issued by the Company under its General Conditions of Service accessible at http://www.sgs.com/terms_and_conditions.htm. Attention is drawn to the limitation of liability, indemnification and jurisdiction issues defined therein. WARNING: The sample(s) to which the findings recorded herein (the 'Findings') relate was (were) drawn and / or provided by the Client or by a third party acting at the Client's direction. The Findings constitute no warranty of the sample's representativity of the goods and strictly relate to the sample(s). The Company accepts no liability with regard to the origin or source from which the sample(s) is/are said to be extracted. The Findings report on the samples provided by the client and are not intended for commercial or contractual settlement purposes. Any unauthorized alteration, forgery or falsification of the content or appearance of this document is unlawful and offenders may be prosecuted to the fullest extent of the law. Test method information available upon request.

SGS Canada Inc.
P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
Lakefield - Ontario - KOL 2HO
Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

SGS Lakefield Environmental Met
Attn : Barb Bowman

Project : CALR-13531-002

13-August-2018

Date Rec. : 07 August 2018
LR Report: **CA14143-AUG18**

Copy: #1

CERTIFICATE OF ANALYSIS
Final Report

Analysis	1: Analysis Start Date	2: Analysis Start Time	3: Analysis Completed Date	4: Analysis Completed Time	5: W170598	6: W170599	7: W170600	8: W171906	9: W171907
Mercury [ug/g]	08-Aug-18	08:18	09-Aug-18	09:00	< 0.05	< 0.05	< 0.05	< 0.05	< 0.05
Silver [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Aluminum [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	71000	71000	64000	68000	82000
Arsenic [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	9.1	9.0	9.2	4.9	11
Boron [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	1.1	< 1	< 1	< 1	< 1
Barium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	950	690	480	660	76
Beryllium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	0.96	0.90	1.0	0.94	2.6
Bismuth [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	0.16	< 0.09	< 0.09	< 0.09	< 0.09
Calcium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	63000	57000	63000	62000	4500
Cadmium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	0.52	0.36	0.33	0.28	0.06
Cobalt [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	56	52	53	56	11
Chromium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	73	74	65	78	77
Copper [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	51	29	25	36	9.9
Iron [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	130000	120000	120000	130000	42000
Potassium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	9700	12000	6400	13000	14000
Lithium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	64	41	59	300	600
Magnesium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	33000	32000	33000	36000	29000
Manganese [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	1700	1600	1800	1900	590
Molybdenum [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	1.8	1.5	1.4	1.5	1.4
Sodium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	26000	24000	26000	18000	28000

OnLine LIMS

Data reported represents the sample submitted to SGS. Reproduction of this analytical report in full or in part is prohibited without prior written approval. Please refer to SGS General Conditions of Services located at http://www.sgs.com/terms_and_conditions_service.htm. (Printed copies are available upon request.)
Test method information available upon request. "Temperature Upon Receipt" is representative of the whole shipment and may not reflect the temperature of individual samples.

00014726O5

SGS Canada Inc.
P.O. Box 4300 - 185 Concession St.
Lakefield - Ontario - KOL 2HO
Phone: 705-652-2000 FAX: 705-652-6365

Project : CALR-13531-002
LR Report : **CA14143-AUG18**

Analysis	1: Analysis Start Date	2: Analysis Start Time	3: Analysis Completed Date	4: Analysis Completed Time	5: W170598	6: W170599	7: W170600	8: W171906	9: W171907
Nickel [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	53	41	42	60	33
Lead [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	18	9.1	7.8	7.7	2.0
Antimony [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	< 0.8	< 0.8	< 0.8	< 0.8	< 0.8
Selenium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	< 0.7	< 0.7	< 0.7	< 0.7	< 0.7
Tin [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	< 6	< 6	< 6	< 6	7
Strontium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	420	390	380	360	55
Thorium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	1.2	1.2	1.3	1.3	3.9
Titanium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	17000	15000	18000	16000	3000
Thallium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	0.26	0.21	0.20	1.1	1.1
Uranium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	0.31	0.29	0.29	0.30	1.1
Vanadium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	410	340	390	370	94
Tungsten [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	1.2	0.42	0.54	0.37	4.0
Yttrium [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	38	36	39	41	8.7
Zinc [µg/g]	09-Aug-18	11:20	09-Aug-18	14:34	200	180	160	180	60

<Original signé par>

B.Sc., C.Chem
Project Specialist
Environmental Services, Analytical

OnLine LIMS

0001472605

Data reported represents the sample submitted to SGS. Reproduction of this analytical report in full or in part is prohibited without prior written approval. Please refer to SGS General Conditions of Services located at http://www.sgs.com/terms_and_conditions_service.htm. (Printed copies are available upon request.)
Test method information available upon request. "Temperature Upon Receipt" is representative of the whole shipment and may not reflect the temperature of individual samples.

APPENDIX G

Material Movement Log

James Bay Project

				Y-2	Y-1	Y1	Y2	Y3	Y4	Y5	Y6	Y7	Y8	Y9	Y10	Y11	Y12	Y13	Y14	Y15	Y16	Y17	Y18	Y19
				2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	2037	2038	2039	2040
				1-Jan-20	1-Jan-21	1-Jan-22	1-Jan-23	1-Jan-24	1-Jan-25	1-Jan-26	1-Jan-27	1-Jan-28	1-Jan-29	1-Jan-30	1-Jan-31	1-Jan-32	1-Jan-33	1-Jan-34	1-Jan-35	1-Jan-36	1-Jan-37	1-Jan-38	1-Jan-39	1-Jan-40
			31-Dec-21	31-Dec-20	31-Dec-21	31-Dec-22	31-Dec-23	31-Dec-24	31-Dec-25	31-Dec-26	31-Dec-27	31-Dec-28	31-Dec-29	31-Dec-30	31-Dec-31	31-Dec-32	31-Dec-33	31-Dec-34	31-Dec-35	31-Dec-36	31-Dec-37	31-Dec-38	31-Dec-39	31-Dec-40
				12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12

Waste Material Balance

Total Tonnage by Phase

JB1-1 (West Pit Phase 1)	kt		2,655	-	-	-	-	-	-	33	-	-	-	-	-	1,774	848	-	-	-	-	-	-	-
JB1-2 (West Pit Phase 2)	kt		14,167	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	326	2,047	3,398	6,194	2,202
JB2-1 (Center Pit Phase 1)	kt		2,521	-	2,500	21	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
JB2-2 (Center Pit Phase 2)	kt		32,321	-	-	7,883	8,046	7,066	5,576	2,264	-	-	-	616	544	202	123	-	-	-	-	-	-	-
JB2-3 (Center Pit Phase 3)	kt		20,027	-	-	-	-	934	2,424	5,676	4,091	2,188	1,602	1,699	790	430	193	-	-	-	-	-	-	-
JB2-4 (Center Pit Phase 4)	kt		57,491	-	-	-	-	-	-	-	0	496	2,442	3,186	3,624	3,347	6,196	5,821	8,969	8,674	7,236	4,602	2,898	-
JB3-1 (East Pit Phaes 1)	kt		43,425	-	-	96	-	-	-	27	3,909	5,316	6,805	5,135	6,041	5,247	3,640	5,179	2,031	-	-	-	-	-
Total In-Situ Mining	kt		172,608	-	2,500	8,000	8,046	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	10,849	10,636	11,000	11,000	11,000	11,000	11,000	9,000	9,283	8,000	9,092	2,202

Waste Tonnage by Phase

JB1-1 (West Pit Phase 1)	kt		1,805	-	-	-	-	-	15	-	-	-	-	-	-	1,333	457	-	-	-	-	-	-	-
JB1-2 (West Pit Phase 2)	kt		12,537	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	326	2,035	3,310	5,565	1,301
JB2-1 (Center Pit Phase 1)	kt		2,337	-	2,316	21	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
JB2-2 (Center Pit Phase 2)	kt		22,561	-	-	5,940	6,046	5,045	3,719	1,280	-	-	-	254	161	68	49	-	-	-	-	-	-	-
JB2-3 (Center Pit Phase 3)	kt		15,608	-	-	-	-	934	2,224	4,695	3,146	1,549	1,067	1,149	543	236	65	-	-	-	-	-	-	-
JB2-4 (Center Pit Phaes 4)	kt		45,759	-	-	-	-	-	-	-	0	496	2,424	3,177	3,610	3,328	6,124	5,636	7,796	6,674	5,247	1,246	-	-
JB3-1 (East Pit Phaes 1)	kt		32,129	-	-	33	-	-	-	10	2,390	3,955	5,359	4,056	4,715	4,035	2,714	3,589	1,274	-	-	-	-	-
Total In-Situ Mining	kt		132,736	-	2,316	5,993	6,046	5,978	5,943	6,000	5,536	6,000	8,849	8,636	9,029	9,000	9,409	9,225	9,070	7,000	7,283	4,557	5,565	1,301

Tailings Tonnage

Ore Milled	kt		36,902	-	-	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	902
Wet Tailings Generated	kt	85%	31,366	-	-	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	1,700	766
Dry Tailings Generated	000'm3	1.26	13,941	-	-	756	756	756	756	756	756	756	756	756	756	756	756	756	756	756	756	756	756	341
Dry Tailings Generated	kt	1.70	23,699	-	-	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	579

Ore Tonnage by Phase

JB1-1 (West Pit Phase 1)	kt		850	-	-	-	-	-	-	18	-	-	-	-	-	441	391	-	-	-	-	-	-	-
JB1-2 (West Pit Phase 2)	kt		1,630	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1	11	88	628	902
JB2-1 (Center Pit Phase 1)	kt		184	-	184	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
JB2-2 (Center Pit Phase 2)	kt		9,760	-	-	1,943	2,000	2,022	1,857	985	-	-	-	362	384	135	74	-	-	-	-	-	-	-
JB2-3 (Center Pit Phase 3)	kt		4,419	-	-	-	-	-	200	980	945	639	536	550	247	194	128	-	-	-	-	-	-	-
JB2-4 (Center Pit Phaes 4)	kt		8,763	-	-	-	-	-	-	-	0	0	18	9	14	19	72	185	1,173	1,999	1,989	1,912	1,372	-
JB3-1 (East Pit Phaes 1)	kt		11,297	-	-	63	-	-	-	17	1,519	1,361	1,446	1,079	1,326	1,212	926	1,590	757	-	-	-	-	-
Total In-Situ Mining	kt		36,902	-	184	2,007	2,000	2,022	2,057	2,000	2,464	2,000	2,000	2,000	1,971	2,000	1,591	1,775	1,930	2,000	2,000	2,000	2,000	902

Avg. Mining Level

JB1-1 (West Pit Phase 1)	bench		196							214						199	174							
JB1-2 (West Pit Phase 2)	bench		171																	209	202	186	152	104
JB2-1 (Center Pit Phase 1)	bench		201		209	194																		
JB2-2 (Center Pit Phase 2)	bench		115			207	182	156	126	99				81	70	60	54							
JB2-3 (Center Pit Phase 3)	bench		128					211	201	180	152	131	115	97	79	64	50							
JB2-4 (Center Pit Phaes 4)	bench		147								240	219	210	201	191	181	167	148	124	93	62	41	39	
JB3-1 (East Pit Phaes 1)	bench		195			244				244	232	221	210	199	188	175	162	145	121					
Average Mining Level	bench		156		209	215	182	183	164	184	208	190	178	145	132	136	121	147	123	151	132	113	96	104

Dump Movement

		Capacity																						
West Dump	kt	81,016	16,698	-	-	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284	1,284						
North Dump	kt	49,960	46,775							3,750	5,536	6,000	8,849	8,636	9,029	4,976								
JB1 Dump	kt	22,659	22,659													4,024	9,409	9,225						
East Dump	kt	28,526	28,526	-	2,316	5,993	6,046	5,978	5,943	2,250														
East Dump Extension	kt	33,949	41,777																10,355	8,284	8,567	5,841	6,850	1,880
Total In-Situ Mining	kt		156,435	-	2,316	7,278	7,330	7,263	7,227	7,284	6,820	7,284	10,133	9,920	10,314	10,284	10,694	10,510	10,355	8,284	8,567	5,841	6,850	1,880

Dump % Full

		Capacity																						
West Dump	kt	-	3	-	-	2%	3%	5%	6%	8%	10%	11%	13%	14%	16%	17%	19%	21%	21%	21%	21%	21%	21%	21%
North Dump	kt	-	12	-	-	-	-	-	-	8%	19%	31%	48%	66%	84%	94%	94%	94%	94%	94%	94%	94%	94%	94%
JB1 Dump	kt	-	9	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	18%	59%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
East Dump	kt	-	19	-	8%	29%	50%	71%	92%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
East Dump Extension	kt	-	5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	24%	42%	62%	75%	91%	95%

Haulage Summary

Haulage Hours

		Tonnes																						
		90.00																						
JB1-1 (West Pit Phase 1)	hrs		9,058	-	-	-	-	-	-	88	-	-	-	-	-	5,771	3,199	-	-	-	-	-	-	-
JB1-2 (West Pit Phase 2)	hrs		59,059	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,156	7,673	13,541	26,863	9,825
JB2-1 (Center Pit Phase 1)	hrs		7,294	-	7,233	61	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
JB2-2 (Center Pit Phase 2)	hrs		115,086	-	-	22,796	26,651	26,286	23,188	9,460	-	-	-	2,721	2,477	934	575	-	-	-	-	-	-	-
JB2-3 (Center Pit Phase 3)	hrs		70,671	-	-	-	-	2,879	7,945	17,721	13,538	8,039	6,447	7,413	3,742	2,025	923	-	-	-	-	-	-	-
JB2-4 (Center Pit Phaes 4)	hrs		270,975	-	-	-	-	-	-	-	0	1,274	7,145	10,299	12,907	11,713	22,575	24,770	44,177	48,084	45,005	27,199	15,826	-
JB3-1 (East Pit Phaes 1)	hrs		163,446	-	-	235	-	-	-	72	11,850	17,584	24,730	19,687	24,427	20,941	14,674	22,416	6,831	-	-	-	-	-
Total	hrs	Op. Hrs	695,589	-	7,233	23,091	26,651	29,165	31,133	27,341	25,387	26,898	38,322	40,119	43,553	41,383	41,945	47,186	51,008	49,240	52,678	40,740	42,689	9,825
# Number Trucks	hb	5,550		0.0	1.3	4.2	4.8	5.3	5.6	4.9	4.6	4.8	6.9	7.2	7.8	7.5	7.6	8.5	9.2	8.9	9.5	7.3	7.7	1.8

Fuel Consumption Rates

JB1-1 (West Pit Phase 1)	L/hr	Pit 54		-	-	-	-	-	-	47.8	-	-	-	-	-	48.5	49.1	-	-	-	-	-	-	-
JB1-2 (West Pit Phase 2)	L/hr	Surface 43		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	49.4	49.5	49.6	49.9	50.3
JB2-1 (Center Pit Phase 1)	L/hr	Dump 52		-	-	49.5	49.9	50.2	50.5	50.2	-	-	-	51.3	51.4	51.0	51.6	-	-	-	-	-	-	-
JB2-2 (Center Pit Phase 2)	L/hr			-	-	49.5	49.9	50.2	50.5	50.2	-	-	-	51.3	51.4	51.0	51.6	-	-	-	-	-	-	-
JB2-3 (Center Pit Phase 3)	L/hr			-	-	-	-	51.0	49.5	49.1	50.6	50.9	51.0	51.2	51.4	51.0	51.7	-	-	-	-	-	-	-
JB2-4 (Center Pit Phaes 4)	L/hr			-	-	-	-	-	-	-	49.0	49.6	49.9	50.1	50.3	49.9	50.9	51.2	50.6	50.9	51.2	51.3	52.6	-
JB3-1 (East Pit Phaes 1)	L/hr			-	-	49.0	-	-	-	47.7	48.4	48.5	48.7	48.8	48.9	47.8	49.1	49.2	50.8	-	-	-	-	-
Total	kl			-	-	1,144	1,329	1,467	1,565	1,352	1,259	1,325	1,889	1,995	2,163	2,016	2,103	2,370	2,583	2,505	2,683	2,068	2,174	494

Average Cycle Time

JB1-1 (West Pit Phase 1)	mins		18.4	-	-	-	-	-	-	14.35	-	-	-	-	-	17.57	20.37	-	-	-	-	-	-	-
JB1-2 (West Pit Phase 2)	mins		22.5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	19.15	20.24	21.52	23.42	24.09
JB2-1 (Center Pit Phase 1)	mins		15.6	-	15.62	15.64	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
JB2-2 (Center Pit Phase 2)	mins		19.2	-	-	15.62	17.89	20.09	22.46	22.56	-	-	-	23.87	24.57	24.92	25.24	-	-	-	-	-	-	-
JB2-3 (Center Pit Phase 3)	mins		19.1	-	-	-	-	16.65	17.70	16.86	17.87	19.84	21.72	23.56	25.57	25.43	25.81	-	-	-	-	-	-	-
JB2-4 (Center Pit Phaes 4)	mins		25.5	-	-	-	-	-	-	-	10.95	13.87	15.80	17.45	19.23	18.90	19.67	22.98	26.60	29.94	33.58	31.92	29.49	-
JB3-1 (East Pit Phaes 1)	mins		20.3	-	-	13.18	-	-	-	14.51	16.37	17.86	19.62	20.70	21.83	21.55	21.77	23.37	18.16	-	-	-	-	-
Average	mins		21.76	-	15.6	15.6	17.9	19.7	21.0	18.5	17.1	18.2	19.1	20.4	21.4	20.3	20.6	23.2	25.0	29.5	30.6	27.5	25.4	24.1

Average Haulage Distance

JB1-1 (West Pit Phase 1)	m		4,363.6	-	-	-	-	-	-	3,544	-	-	-	-	-	4,156	4,997	-	-	-	-	-	-	-
JB1-2 (West Pit Phase 2)	m		5,778.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5,225	5,439	5,671	5,979	5,862
JB2-1 (Center Pit Phase 1)	m		4,011.6	-	4,016	3,499	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
JB2-2 (Center Pit Phase 2)	m		4,240.2	-	-	3,637	4,044	4,440	4,882	4,847	-	-	-	5,243	5,468	5,475	5,447	-	-	-	-	-	-	-
JB2-3 (Center Pit Phase 3)	m		4,044.3	-	-	-	-	3,762	3,931	3,632	3,744	4,198	4,726	5,083	5,495	5,496	5,727	-	-	-	-	-	-	-
JB2-4 (Center Pit Phaes 4)	m		5,526.6	-	-	-	-	-	-	-	2,401	2,885	3,373	3,686	4,046	3,853	3,906	4,609	6,822	7,527	8,338	5,671	3,560	-
JB3-1 (East Pit Phaes 1)	m		4,829.9	-	-	2,851	-	-	-	3,504	4,267	4,606	5,027	5,117	5,222	4,994	4,900	4,993	2,323	-	-	-	-	-
Average	m		4,953.67	-	4,016	3,627	4,044	4,361	4,594	3,975	3,999	4,388	4,610	4,690	4,866	4,540	4,368	4,790	5,991	7,444	7,699	5,671	5,207	5,862

Detailed Haulage

Dump Haualge		Bot	Top																						
West Dump	mins			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
North Dump	mins	3.0	7.6	3.02	3.02	3.02	3.02	3.02	3.02	3.36	3.87	4.41	5.22	6.00	6.83	7.28	7.28	7.28	7.28	7.28	7.28	7.28	7.28	7.28	7.28
JB1 Dump	mins	2.3	6.4	2.27	2.27	2.27	2.27	2.27	2.27	2.27	2.27	2.27	2.27	2.27	2.27	3.00	4.70	6.37	6.37	6.37	6.37	6.37	6.37	6.37	6.37
East Dump	mins	3.2	7.1	3.16	3.48	4.30	5.13	5.95	6.76	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07	7.07
East Dump Extension	mins	2	6	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	3.07	3.76	4.48	4.96	5.53	5.69	

Dump Haualge Distances		Bot	Top																						
West Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
North Dump	m	1,199.9	2,025.6	#######	1,199.95	1,199.95	1,199.95	1,199.95	1,199.95	1,261.87	1,353.29	1,452.37	1,598.50	1,741.11	1,890.21	1,972.38	1,972.38	1,972.38	1,972.38	1,972.38	1,972.38	1,972.38	1,972.38	1,972.38	1,972.38
JB1 Dump	m	772.6	1,657.5	772.56	772.56	772.56	772.56	772.56	772.56	772.56	772.56	772.56	772.56	772.56	772.56	929.69	1,297.07	1,657.26	1,657.26	1,657.26	1,657.26	1,657.26	1,657.26	1,657.26	1,657.26
East Dump	m	1,289.8	1,811.1	#######	1,332.14	1,441.66	1,552.14	1,661.38	1,769.98	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10	1,811.10
East Dump Extension	m	783	1,521	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	783.45	957.33	1,096.44	1,240.31	1,338.40	1,453.42	1,484.99

JB1-1 (West Pit Phase 1)	WP1	Top	Bot																						
Tonnage to Surface	kt	213.8	153.6	-	-	-	-	-	-	33	-	-	-	-	-	1,774	848	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to Ore	kt	9.51	14.24	-	-	-	-	-	-	18	-	-	-	-	-	441	391	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to North Dump	kt	#######	2,734.95	-	-	-	-	-	-	2.67	-	-	-	-	-	166.49	54.84	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to JB1 Dump	kt			-	-	-	-	-	-	7.80	-	-	-	-	-	644.94	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	521.67	401.74	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump Ext	kt			-	-	-	-	-	-	4.68	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bench to Surface	mins	Exit	Center Pit	-	-	-	-	-	-	9.51	-	-	-	-	-	10.65	12.60	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to Ore	mins	#######	4.27	-	-	-	-	-	-	4.27	-	-	-	-	-	4.27	4.27	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	mins	806.65	2.21	-	-	-	-	-	-	2.21	-	-	-	-	-	2.21	2.21	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	mins	595.49	1.81	-	-	-	-	-	-	1.81	-	-	-	-	-	1.81	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	mins	#######	3.88	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3.88	3.88	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	mins	#######	5.65	-	-	-	-	-	-	5.65	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bench to Surface	m			-	-	-	-	-	-	1,601	-	-	-	-	-	1,874	2,342	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to Ore	m			-	-	-	-	-	-	1,826.85	-	-	-	-	-	1,826.85	1,826.85	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	m			-	-	-	-	-	-	806.65	-	-	-	-	-	806.65	806.65	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	m			-	-	-	-	-	-	595.49	-	-	-	-	-	595.49	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,634.13	1,634.13	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	m			-	-	-	-	-	-	2,486.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Total	hrs			-	-	-	-	-	-	88	-	-	-	-	-	5,771	3,199	-	-	-	-	-	-	-	-
Avg. Cycle	mins			-	-	-	-	-	-	14	-	-	-	-	-	18	20	-	-	-	-	-	-	-	-
Avg. Distance	m			-	-	-	-	-	-	3,544	-	-	-	-	-	4,156	4,997	-	-	-	-	-	-	-	-

JB1-2 (West Pit Phase 2)	WP2	Top	Bot																						
Tonnage to Surface	kt	214	64	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	326	2,047	3,398	6,194	2,202	
Tonnage to Ore	kt	9.51	17.94	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1	11	88	628	902	
Tonnage to North Dump	kt	#######	3,205.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Tonnage to JB1 Dump	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Tonnage to East Dump	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Tonnage to East Dump Ext	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	325.51	2,035.45	3,310.21	5,565.47	1,300.62	
Bench to Surface	mins	Exit	Center Pit	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	9.74	10.15	11.07	12.94	15.65	
Surface to Ore	mins	#######	4.27	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	
Surface to North Dump	mins	806.65	2.21	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Surface to JB1 Dump	mins	595.49	1.81	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Surface to East Dump	mins	#######	3.88	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Surface to East Dump Ext.	mins	#######	5.65	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5.65	5.65	5.65	5.65	5.65	
Bench to Surface	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,645	1,723	1,898	2,253	2,768	
Surface to Ore	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	
Surface to North Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Surface to JB1 Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Surface to East Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Surface to East Dump Ext.	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,486.00	2,486.00	2,486.00	2,486.00	2,486.00	
Total	hrs			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,156	7,673	13,541	26,863	9,825	
Avg. Cycle	mins			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	19	20	22	23	24	
Avg. Distance	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5,225	5,439	5,671	5,979	5,862	

JB2-1 (Center Pit Phase 1)	CP1	Top	Bot																						
Tonnage to Surface	kt	229	194	-	2,500	21	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to Ore	kt	7.94	8.94	-	184	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to North Dump	kt	#######	1,134.34	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to JB1 Dump	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump	kt			-	2,316.41	17.02	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump Ext	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bench to Surface	mins	Exit	Center Pit	-	8.49	8.94	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to Ore	mins	#######	4.27	-	4.27	4.27	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	mins	806.65	2.21	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	mins	595.49	1.81	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	mins	#######	3.88	-	3.88	3.88	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	mins	#######	5.65	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bench to Surface	m			-	1,134	1,134	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to Ore	m			-	1,826.85	1,826.85	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	m			-	1,634.13	1,634.13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Total	hrs			-	7,233	61	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Avg. Cycle	mins			-	16	16	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Avg. Distance	m			-	4,016	3,459	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

JB2-2 (Center Pit Phase 2)	CP2	Top	Bot																						
Tonnage to Surface	kt	229	54	-	-	7,883	8,046	7,066	5,576	2,264	-	-	-	616	544	202	123	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to Ore	kt	7.94	20.28	-	-	1,943	2,000	2,022	1,857	985	-	-	-	362	384	135	74	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to North Dump	kt	#######	3,871.49	-	-	-	-	-	-	658.86	-	-	-	220.96	140.83	32.80	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to JB1 Dump	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	26.53	43.50	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump	kt			-	-	4,891.39	4,986.27	4,152.46	3,058.09	395.32	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump Ext	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bench to Surface	mins	Exit	Center Pit	-	-	9.49	11.24	13.09	15.20	17.17	-	-	-	18.41	19.22	19.91	20.38	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to Ore	mins	#######	4.27	-	-	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	-	-	-	4.27	4.27	4.27	4.27	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	mins	806.65	2.21	-	-	-	-	-	-	2.21	-	-	-	2.21	2.21	2.21	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	mins	595.49	1.81	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1.81	1.81	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	mins	#######	3.88	-	-	3.88	3.88	3.88	3.88	3.88	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	mins	#######	5.65	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bench to Surface	m			-	-	1,474	1,860	2,267	2,731	3,165	-	-	-	3,439	3,616	3,768	3,871	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to Ore	m			-	-	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	-	-	-	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	m			-	-	-	-	-	-	806.65	-	-	-	806.65	806.65	806.65	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	595.49	595.49	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	m			-	-	1,634.13	1,634.13	1,634.13	1,634.13	1,634.13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Total	hrs			-	-	22,796	26,651	26,286	23,188	9,460	-	-	-	2,721	2,477	934	575	-	-	-	-	-	-	-	-
Avg. Cycle	mins			-	-	16	18	20	22	23	-	-	-	24	25	25	25	-	-	-	-	-	-	-	-
Avg. Distance	m			-	-	3,637	4,044	4,440	4,882	4,847	-	-	-	5,243	5,468	5,475	5,447	-	-	-	-	-	-	-	-

JB2-3 (Center Pit Phase 3)	CP3	Top	Bot																						
Tonnage to Surface	kt	219	54	-	-	-	-	934	2,424	5,676	4,091	2,188	1,602	1,699	790	430	193	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to Ore	kt	7.94	21.54	-	-	-	-	-	200	980	945	639	536	550	247	194	128	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to North Dump	kt	#######	4,235.29	-	-	-	-	-	-	2,417.12	2,553.47	1,276.07	931.35	1,000.41	475.72	114.20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to JB1 Dump	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	92.37	57.47	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump	kt			-	-	-	-	768.60	1,828.41	1,450.27	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump Ext	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bench to Surface	mins	Exit	Center Pit	-	-	-	-	8.56	9.32	10.95	13.09	14.73	15.98	17.35	18.80	19.95	21.04	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to Ore	mins	#######	4.27	-	-	-	-	-	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	mins	806.65	2.21	-	-	-	-	-	-	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	mins	595.49	1.81	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1.81	1.81	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	mins	#######	3.88	-	-	-	-	3.88	3.88	3.88	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	mins	#######	5.65	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bench to Surface	m			-	-	-	-	1,275	1,448	1,820	2,308	2,682	2,967	3,279	3,610	3,872	4,122	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to Ore	m			-	-	-	-	-	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	m			-	-	-	-	-	-	806.65	806.65	806.65	806.65	806.65	806.65	806.65	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	595.49	595.49	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	m			-	-	-	-	1,634.13	1,634.13	1,634.13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Total	hrs			-	-	-	-	2,879	7,945	17,721	13,538	8,039	6,447	7,413	3,742	2,025	923	-	-	-	-	-	-	-	-
Avg. Cycle	mins			-	-	-	-	17	18	17	18	20	22	24	26	25	26	-	-	-	-	-	-	-	-
Avg. Distance	m			-	-	-	-	3,762	3,931	3,632	3,744	4,198	4,726	5,083	5,495	5,496	5,727	-	-	-	-	-	-	-	-

JB2-4 (Center Pit Phaes 4)	CP4	Top	Bot																				
Tonnage to Surface	kt	224	39	-	-	-	-	-	-	-	0	496	2,442	3,186	3,624	3,347	6,196	5,821	8,969	8,674	7,236	4,602	2,898	-
Tonnage to Ore	kt	7.94	27.52	-	-	-	-	-	-	-	0	0	18	9	14	19	72	185	1,173	1,999	1,989	1,912	1,372	-
Tonnage to North Dump	kt	#######	5,706.79	-	-	-	-	-	-	-	0.00	408.47	2,116.60	2,765.62	3,160.18	1,610.05	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to JB1 Dump	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,302.30	5,388.78	4,947.21	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump Ext	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,795.76	6,674.49	5,247.36	1,246.46	-	-
Bench to Surface	mins	Exit	Center Pit	-	-	-	-	-	-	-	6.20	8.41	9.33	10.31	11.34	12.44	13.96	15.89	18.46	21.71	25.07	27.27	27.47	-
Surface to Ore	mins	#######	4.27	-	-	-	-	-	-	-	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	-
Surface to North Dump	mins	806.65	2.21	-	-	-	-	-	-	-	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	2.21	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	mins	595.49	1.81	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1.81	1.81	1.81	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	mins	#######	3.88	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	mins	#######	5.65	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5.65	5.65	5.65	5.65	-	-
Bench to Surface	m			-	-	-	-	-	-	-	727	1,244	1,459	1,687	1,926	2,184	2,540	2,990	3,590	4,349	5,134	5,648	5,694	-
Surface to Ore	m			-	-	-	-	-	-	-	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	1,826.85	-
Surface to North Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	806.65	806.65	806.65	806.65	806.65	806.65	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	595.49	595.49	595.49	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,486.00	2,486.00	2,486.00	2,486.00	-	-
Total	hrs			-	-	-	-	-	-	-	0	1,274	7,145	10,299	12,907	11,713	22,575	24,770	44,177	48,084	45,005	27,199	15,826	-
Avg. Cycle	mins			-	-	-	-	-	-	-	11	14	16	17	19	19	20	23	27	30	34	32	29	-
Avg. Distance	m			-	-	-	-	-	-	-	2,401	2,885	3,373	3,686	4,046	3,853	3,906	4,609	6,822	7,527	8,338	5,671	3,560	-

JB3-1 (East Pit Phaes 1)	EP1	Top	Bot																				
Tonnage to Surface	kt	249	193	-	-	96	-	-	-	27	3,909	5,316	6,805	5,135	6,041	5,247	3,840	5,179	2,031	-	-	-	-	-
Tonnage to Ore	kt	7.46	14.92	-	-	63	-	-	-	17	1,519	1,361	1,446	1,079	1,326	1,212	926	1,590	757	-	-	-	-	-
Tonnage to North Dump	kt	826.89	826.89	-	-	-	-	-	-	4.99	1,939.74	3,257.18	4,679.30	3,530.72	4,128.12	1,952.12	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to JB1 Dump	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,578.98	2,387.60	3,150.42	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump	kt			-	-	27.08	-	-	-	2.99	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Tonnage to East Dump Ext	kt			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,274.48	-	-	-	-	-
Bench to Surface	mins	Exit	East Pit	-	-	7.70	-	-	-	7.72	8.30	8.89	9.44	10.00	10.57	11.27	11.90	12.78	14.02	-	-	-	-	-
Surface to Ore	mins	#######	5.94	-	-	5.94	-	-	-	5.94	5.94	5.94	5.94	5.94	5.94	5.94	5.94	5.94	5.94	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	mins	#######	7.75	-	-	-	-	-	-	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	7.75	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	mins	#######	8.04	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	8.04	8.04	8.04	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	mins	302.90	1.30	-	-	1.30	-	-	-	1.30	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	mins	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bench to Surface	m			-	-	827	-	-	-	827	827	827	827	827	827	827	827	827	827	-	-	-	-	-
Surface to Ore	m			-	-	2,404.71	-	-	-	2,404.71	2,404.71	2,404.71	2,404.71	2,404.71	2,404.71	2,404.71	2,404.71	2,404.71	2,404.71	-	-	-	-	-
Surface to North Dump	m			-	-	-	-	-	-	3,886.63	3,886.63	3,886.63	3,886.63	3,886.63	3,886.63	3,886.63	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to JB1 Dump	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4,092.36	4,092.36	4,092.36	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump	m			-	-	302.90	-	-	-	302.90	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Surface to East Dump Ext.	m			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Total	hrs			-	-	235	-	-	-	72	11,850	17,584	24,730	19,687	24,427	20,941	14,674	22,416	6,831	-	-	-	-	-
Avg. Cycle	mins			-	-	13	-	-	-	15	16	18	20	21	22	22	22	23	18	-	-	-	-	-
Avg. Distance	m			-	-	2,851	-	-	-	3,504	4,267	4,606	5,027	5,117	5,222	4,994	4,900	4,993	2,323	-	-	-	-	-

APPENDIX H

James Bay Lithium Mine Project,

James Bay Road Shipping Emissions

Stantec

Memo

To:	Gail Amyot, HSE Director Galaxy Lithium (Canada) Inc.	From:	Gillian Hatcher Stantec Consulting Ltd.
File:	121416913	Date:	July 29, 2021

Reference: James Bay Lithium Mine Project, James Bay Road Shipping Emissions

The James Bay Lithium Mine Project consists of an open pit mine, concentrator mill, stockpiles (for topsoil, overburden, waste rock, tailings and ore), retention basins, a water treatment unit, administrative buildings, a camp for workers, garages, and an explosives storage site. The extracted spodumene pegmatites will be processed on-site, via the concentrator mill, and the product will be shipped to Matagami, QC by truck via the James Bay Road (approximately 385 km).

Stantec Consulting Ltd. (Stantec) was contracted by Galaxy Lithium (Canada) Inc. (Galaxy) to conduct an air quality dispersion modelling assessment and greenhouse gas (GHG) emission estimate to support the James Bay Lithium Project (the Project) following the completion of the Project's Value Engineering Feasibility Assessment. This modelling focused on the activities occurring within the mine site and along the site access road and is presented in a modelling report titled "Environmental and Social Impact Assessment Modelling – Air Dispersion Modelling" (Stantec 2021). The transportation of concentrate from the mine site to Matagami, along the James Bay Road, is largely located outside of the modelling domain for the mine site and assess road; therefore, this activity was assessed separately, and the results of the assessment are presented in this memo.

Air dispersion modelling for the transport of concentrate from the mine site to Matagami was conducted previously by WSP (WSP 2020) to respond to information requests received following government review of the original Environmental Impact Statement for the Project. Since that time there have been changes made to the trucks that will be transporting concentrate, and therefore a need to update the 2020 air dispersion modelling for dust emissions.

During the operation of the Project approximately 22 trucks per day (11 full, 11 empty) will travel between the James Bay mine site and Matagami hauling concentrate. In addition to the vehicles transporting concentrate, other Project related traffic will be present on the James Cay Road, such has fuel delivery trucks (31 trucks per day). For modelling purposes, it was assumed that mine-related truck traffic on the James Bay Road would be limited to the daytime and could occur 365 days per year.

Air Dispersion Model Methodology

The modelling methodology used to predict ground level concentrations from the transportation of concentrate from the mine site to Matagami was consistent with the methodology used to predict the maximum concentrations from the construction and operation of the mine and associated activities located at the mine site (refer to Section 5.0 of the 2021 air dispersion modelling report (Stantec 2021).

As with the previous modelling conducted by WSP for transportation on the James Bay Road (refer to IR response to CEAA-QC 60 and 104), only the section of the James Bay Road that falls within the air dispersion modelling domain was modelled. The predicted ground level concentrations along the entire length of the James Bay Road are considered to be the same as those predicted for the section that lies within the air dispersion modelling domain based on the nature of the source of emissions.

Reference: **James Bay Lithium Mine Project, James Bay Road Shipping Emissions**

Emission Sources

Truck traffic on paved roads can result in emissions of dust from the movement of the vehicle on the road, and from the combustion of fuel by the truck. The particulate emissions rates from the dust and from the combustion of fuel are summarized in Tables 1 and 2, respectively. Combustion of fuel also results in the release of combustion gases (i.e., carbon monoxide, sulphur dioxide and nitrogen oxides).

Table 1 Physical Parameters and Fugitive Dust Emission Rate

Parameters	Units	Value
Release Height	m	2.4
Sigma Y	m	12.09
Sigma Z	m	2.25
Silt Load	g/m^2	0.6
Average Vehicle Weight	tonnes	78.99
Number of Trips	trips per day	53
Segment Length	m	13912
Vehicle Kilometers Travelled	km	736
Emission Factor		
TPM	lb/VMT	0.596
PM_{10}	lb/VMT	0.119
$PM_{2.5}$	lb/VMT	0.029
Emission Rate		
TPM	g/s	2.86
PM_{10}	g/s	0.572
$PM_{2.5}$	g/s	0.140

Table 2 Combustion Emission Rates for Particulate Matter

Parameters (g/s)	TPM	PM_{10}	$PM_{2.5}$
Combustion Emissions	0.00127	0.00127	0.00127

Modelling Results

The results of the air dispersion modelling for concentrate transport along the James Bay Road is presented in Table 3.

Reference: **James Bay Lithium Mine Project, James Bay Road Shipping Emissions**

Table 3 Predicted Concentration from Emissions associated with Concentrate Shipping

Substance	CAS No.	Averaging Period	Statistical	Limit (µg/m^3)	Type of Limit	Authority	Initial Concentration (µg/m^3)	Model Concentration (µg/m^3)	Concentration Total[1] (µg/m^3)	Contribution of Project[2] (%)	Percentage of Limit[3] (%)
Total Suspended Particulate (TPM)	N/A-1	24 hours	1st Maximum	120	Standard	MELCC	40	35.8	75.8	47%	63%
Particulate Matter < 10 µm (PM10)	N/A-2	24 hours	99th Percentile	50	Guideline	WHO	21.8	5.00	26.8	19%	54%
		Annual	1st Maximum	20	Guideline	WHO	5.5	1.83	7.33	25%	37%
Fine particulate matter ($PM_{2.5}$)	N/A-3	24 hours	1st Maximum	30	Standard	MELCC	15	1.77	16.8	11%	56%
		24 hours	98th Percentile[4]	27	CAAQS	CCME	15	0.980	16.0	6%	59%
		Annual	1st Maximum[5]	8.8	CAAQS	CCME	4.5	0.441	4.94	9%	56%

Notes:
[1]The modeled total concentration is the sum of the modeled maximum concentration and the initial concentration.
[2]The project contribution is the maximum modeled concentration divided by the total concentration, as a percentage.
[3]The percentage of the limit value is the total concentration divided by the limit value, as a percentage.
[4]The 3-year average of the annual 98th percentile of the daily 24-hour average concentrations
[5]The 3-year average of the annual average concentrations

Reference: **James Bay Lithium Mine Project, James Bay Road Shipping Emissions**

The predicted concentrations of total particulate matter, PM_{10} and $PM_{2.5}$ from the transportation of concentrate along the James Bay Road from the mine site to Matagami are below the applicable ambient air quality criteria.

References

Stantec Consulting (Stantec) Ltd. 2021. Environmental and Social Impact Assessment Modelling – Air Dispersion Modelling.

WSP. 2020. James Bay Lithium Mine Project: Answers to the Request for Additional Information January 8, 2020 received from the Canadian Environmental Assessment Agency as part of the Environmental Review of the Project.

Regards,

Stantec Consulting Ltd.

Gillian Hatcher, M.A.Sc.
Project Manager

Dan Jarratt, EP, P.Eng.
Quality Reviewer

v:\1214\active\121416913\05_report _deliverable\deliverable\updated 06232021\appendix_h_shipping_emissions\mem_access_road_20210729.docx

ANNEXE

D

PLAN DE RESTAURATION PRÉLIMINAIRE (WSP, 2021)

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.
PROJET N^{O} : 201-12362-00

PLAN DE RESTAURATION PRÉLIMINAIRE

PROJET MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES

JUILLET 2021







PLAN DE RESTAURATION PRÉLIMINAIRE

PROJET MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

PROJET N^{O} : 201-12362-00
DATE : JUILLET 2021

WSP CANADA INC.
1135, BOULEVARD LEBOURGNEUF
QUÉBEC (QUÉBEC) G2K 0M5
CANADA

TÉLÉPHONE : +1 418 623-2254
TÉLÉCOPIEUR : +1 418 624-1857
WSP.COM

SIGNATURES

PRÉPARÉ PAR



Francois Quinty, géogr.
Environnement

PRÉPARÉ PAR



Beata Iwona Zon, ing., M. Sc. A.
(OIQ nº 144305)
Ingénieure en environnement

RÉVISÉ PAR



Christine Martineau, M. Sc. Biol.
Chef d'équipe –Environnement

WSP Canada Inc. (WSP) a préparé ce rapport uniquement pour son destinataire GALAXY LITHIUM (CANADA) INC., conformément à la convention de consultant convenue entre les parties. Advenant qu'une convention de consultant n'ait pas été exécutée, les parties conviennent que les Modalités Générales à titre de consultant de WSP régiront leurs relations d'affaires, lesquelles vous ont été fournies avant la préparation de ce rapport.

Ce rapport est destiné à être utilisé dans son intégralité. Aucun extrait ne peut être considéré comme représentatif des résultats de l'évaluation.

Les conclusions présentées dans ce rapport sont basées sur le travail effectué par du personnel technique, entraîné et professionnel, conformément à leur interprétation raisonnable des pratiques d'ingénierie et techniques courantes et acceptées au moment où le travail a été effectué.

Le contenu et les opinions exprimées dans le présent rapport sont basés sur les observations et/ou les informations à la disposition de WSP au moment de sa préparation, en appliquant des techniques d'investigation et des méthodes d'analyse d'ingénierie conformes à celles habituellement utilisées par WSP et d'autres ingénieurs/techniciens travaillant dans des conditions similaires, et assujettis aux mêmes contraintes de temps, et aux mêmes contraintes financières et physiques applicables à ce type de projet.

WSP dénie et rejette toute obligation de mise à jour du rapport si, après la date du présent rapport, les conditions semblent différer considérablement de celles présentées dans ce rapport ; cependant, WSP se réserve le droit de modifier ou de compléter ce rapport sur la base d'informations, de documents ou de preuves additionnels.

WSP ne fait aucune représentation relativement à la signification juridique de ses conclusions.

La divulgation de tout renseignement faisant partie du présent rapport relève uniquement de la responsabilité de son destinataire. Si un tiers utilise, se fie, ou prend des décisions ou des mesures basées sur ce rapport, ledit tiers en est le seul responsable. WSP n'accepte aucune responsabilité quant aux dommages que pourrait subir un tiers suivant l'utilisation de ce rapport ou quant aux dommages pouvant découler d'une décision ou mesure prise basée sur le présent rapport.

WSP a exécuté ses services offerts au destinataire de ce rapport conformément à la convention de consultant convenue entre les parties tout en exerçant le degré de prudence, de compétence et de diligence dont font habituellement preuve les membres de la même profession dans la prestation des mêmes services ou de services comparables à l'égard de projets de nature analogue dans des circonstances similaires. Il est entendu et convenu entre WSP et le destinataire de ce rapport que WSP n'offre aucune garantie, expresse ou implicite, de quelque nature que ce soit. Sans limiter la généralité de ce qui précède, WSP et le destinataire de ce rapport conviennent et comprennent que WSP ne fait aucune représentation ou garantie quant à la suffisance de sa portée de travail pour le but recherché par le destinataire de ce rapport.

En préparant ce rapport, WSP s'est fié de bonne foi à l'information fournie par des tiers, tel qu'indiqué dans le rapport. WSP a raisonnablement présumé que les informations fournies étaient correctes et WSP ne peut donc être tenu responsable de l'exactitude ou de l'exhaustivité de ces informations.

Les bornes et les repères d'arpentage utilisés dans ce rapport servent principalement à établir les différences d'élévation relative entre les emplacements de prélèvement et/ou d'échantillonnage et ne peuvent servir à d'autres fins. Notamment, ils ne peuvent servir à des fins de nivelage, d'excavation, de construction, de planification, de développement, etc.

Les recommandations de conception fournies dans ce rapport s'appliquent uniquement au projet et aux zones décrites dans le texte, et uniquement si elles sont construites conformément aux détails indiqués dans le présent rapport. Les commentaires fournis dans ce rapport sur les problèmes potentiels pouvant subvenir lors de la construction et sur les différentes méthodologies possibles sont uniquement destinés à guider le concepteur. Le nombre d'emplacements de prélèvement et/ou d'échantillonnage peut ne pas être suffisant pour évaluer l'ensemble des facteurs pouvant affecter la construction, les méthodologies et les coûts. WSP nie toute responsabilité pouvant découler de décisions ou actions prises découlant de ce rapport, sauf si WSP en est spécifiquement informé et y participe. Advenant une telle situation, la responsabilité de WSP sera déterminée et convenue à ce moment.

L'original du fichier électronique que nous vous transmettons sera conservé par WSP pour une période minimale de dix ans. WSP n'assume aucune responsabilité quant à l'intégrité du fichier qui vous est transmis et qui n'est plus sous le contrôle de WSP. Ainsi, WSP n'assume aucune responsabilité quant aux modifications faites au fichier électronique suivant sa transmission au destinataire.

Ces limitations sont considérées comme faisant partie intégrante du présent rapport.

ÉQUIPE DE RÉALISATION

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC..

Directrice environnement, santé et sécurité	Gail Amyot, ing.
Directeur général	Denis Couture, ing.

WSP CANADA INC. (WSP)

Directrices de projet	Christine Martineau, biol. M. Sc. Dominique Thiffault, géogr.
Rédaction	Beata Iwona Zon, ing., M. Sc. A. Francois Quinty, géogr. M. Sc.
Évaluation préliminaire des coûts	Patrick Couture, ing. Frederick Joseph, ing.
Cartographie et géomatique	Annie Masson Alain Lemay
Relecture et édition	Cathia Gamache

Référence à citer :

WSP. 2021. *PLAN DE RESTAURATION PRÉLIMINAIRE. PROJET MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES.* RAPPORT PRODUIT POUR GALAXY LITHIUM (CANADA) INC. 79 PAGES ET ANNEXES.

RÉSUMÉ DU PLAN DE RESTAURATION

Galaxy Lithium (Canada) inc. (Galaxy) est une filiale de Galaxy Resources Limited, une importante société minière sur le marché du lithium. Actuellement, Galaxy Resources Limited exploite une mine de spodumène en Australie et deux projets sont en développement : un au Québec (projet mine de lithium Baie-James) et l'autre en Argentine.

Le projet mine de lithium Baie-James prévoit l'exploitation d'une fosse de façon conventionnelle, d'où environ 2 Mt par année de pegmatite à spodumène seront extraites, pour ensuite être dirigées vers l'usine de traitement du minerai. En plus de la fosse, le site accueillera, notamment, des aires d'accumulation (mort-terrain, stériles/résidus, minerai, concentré), des bassins de rétention, une usine de traitement du minerai, des bâtiments industriels et administratifs, un campement pour les travailleurs, des ateliers et entrepôts ainsi qu'un dépôt d'explosifs. La période d'exploitation prévue est de 18,5 ans.

Le projet de mine de lithium Baie-James est situé dans la province géologique du Supérieur et fait partie de la ceinture de roches vertes archéennes du groupe d'Eastmain. Les roches de cette ceinture volcanique sont majoritairement constituées d'amphibolites et de roches métasédimentaires et métavolcaniques. Sous les roches du groupe d'Eastmain, on retrouve la formation d'Auclair, composée de paragneiss recoupé par des intrusions de pegmatite à spodumène. Le gisement du projet de mine de lithium Baie-James est constitué d'essaims de dykes et de lentilles de pegmatite, qui atteignent chacun jusqu'à 150 m de largeur par 100 m de longueur. L'ensemble des essaims est compris dans un corridor discontinu s'étendant sur environ 4 km de longueur par 300 m de largeur.

Des caractérisations géochimiques et des essais cinétiques réalisés sur le minerai, les stériles et les résidus ont été effectués par WSP entre 2018 et 2020. Les résultats de ces études mentionnent que le minerai, les stériles et les résidus qui seront extraits de la mine de lithium Baie-James sont considérés lixiviables à court terme, mais non lixiviables à long terme. Ces matériaux sont également tous non potentiellement générateurs d'acide (NPGA). Considérant cela, les assises des haldes à stériles et résidus ainsi que celles de la halde à minerai devront posséder une perméabilité inférieure au débit limite de 3,3 L/m²/j défini dans la Directive 019 pour les mesures d'étanchéité de niveau A. Toutefois, comme ces matériaux sont non lixiviables à long terme, il ne sera pas requis d'imperméabiliser le recouvrement des haldes à stériles et résidus en période postrestauration.

Durant l'exploitation de la mine, en plus de la fosse à ciel ouvert, les principales installations suivantes seront aménagées sur le site :

- quatre haldes à stériles et résidus;
- une halde à matière organique et dépôt meubles;
- une halde à minerai concassé (dans un dôme) pour récupération;
- une halde à produit final de concentré de spodumène (dans un dôme) pour chargement;
- deux bassins de gestion des eaux de contact (principal, situé au nord et drainant le secteur est);
- une usine de traitement du minerai (séparation en milieu dense ou concentrateur);
- un circuit de concassage en trois phases (situé à côté de la halde à minerai), des convoyeurs et un secteur de triage;
- un entrepôt à explosifs;
- une usine de traitement de l'effluent (UTE) à partir de l'an 8 ou 9;
- un réservoir pour l'épaississement des résidus miniers;

— des réservoirs d'eau de procédé;

— divers bâtiments administratifs, laboratoires, ateliers et entrepôts;

— un poste extérieur à haute tension;

— un campement des travailleurs.

Un système de collecte des eaux de drainage en surface sera aménagé et les eaux collectées seront acheminées vers le bassin de gestion des eaux Nord. Les eaux de contact et les eaux de dénoyage de la fosse seront aussi acheminées vers ce bassin.

Les dépôts meubles et les sols végétaux qui seront excavés seront tous acheminés sur la halde à dépôts meubles, sauf les sols de surface qui devront être décapés pour l'aménagement de la bande coupe-feu; ces derniers seront empilés le long de la bande coupe-feu.

Le minerai sera acheminé à une usine de traitement aménagée sur le site, où il sera soumis à plusieurs circuits de concassage et de séparation en milieu dense. Le produit final consistera en un concentré d'oxyde de lithium à 6 %, qui sera acheminé par camions à l'extérieur du site. Des dépôts à explosifs et à détonateurs seront aménagés à l'ouest de la propriété. Une usine de ciment temporaire sera également construite dans le secteur industriel pour usage pendant la période de construction. Elle sera démantelée dès les premières années d'opération.

Les mesures de protection, de réaménagement et de restauration qui seront appliquées au site du projet de mine de lithium Baie-James incluront la restauration des infrastructures suivantes : les infrastructures routières, les bâtiments de services et administratifs, les aires d'accumulation, la fosse, les aires de travail et d'entreposage ainsi que les bassins d'accumulation des eaux. À la fin des opérations d'extraction minière, le pompage des eaux de la fosse cessera et celle-ci s'ennoiera progressivement par la remontée des eaux de la nappe phréatique. Une berme de sécurité sera aménagée au pourtour de la fosse et des panneaux indicateurs du danger seront installés. Les haldes à stériles et à résidus ainsi que la halde à matière organique et dépôts meubles seront nivelées et végétalisées. Les bassins d'accumulation d'eau seront soit remblayés ou convertis en milieux humides.

Tous les bâtiments et toutes les infrastructures qui ne seront pas utiles pour la réalisation du suivi postfermeture seront transportés hors site ou démantelés par un entrepreneur certifié. Les secteurs affectés par les activités d'opération seront, à la suite du démantèlement, profilés de façon à rétablir un écoulement naturel des eaux, puis végétalisés.

En période postrestauration, un suivi de l'intégrité des ouvrages sera effectué annuellement pendant un minimum de cinq ans. De plus, un suivi environnemental visant à vérifier la qualité des eaux souterraines et de surface sera réalisé six fois par an, pour une durée minimale de 5 ans. Un suivi agronomique afin de vérifier la reprise de la végétation sera également réalisé pendant une durée minimale de cinq ans.

Les travaux prévus pour le réaménagement et la restauration du site sont estimés à 47 400 004[1]. Ces coûts incluent les frais d'ingénierie (30 %), les coûts de suivi ainsi qu'une contingence de 15 %.

1 En dollars 2020.

RESTORATION PLAN SUMMARY

Galaxy Lithium (Canada) inc. (Galaxy) is a subsidiary of Galaxy Resources Limited, a lithium mining company. Currently, Galaxy Resources Limited operates a spodumene mine in Australia and two projects are under development: one in Quebec (James Bay lithium mine project) and the other in Argentina.

The James Bay lithium mine project involves the operation of a conventional pit, from which approximately 2 Mt per year of spodumene pegmatite will be extracted, and then sent to the ore processing plant. In addition to the pit, the site will host accumulation areas (overburden, waste rock/tailings, ore, concentrate), water management ponds, an ore processing plant, industrial and administrative buildings, a camp for workers, workshops and warehouses as well as an explosives magazine. The expected operating period is 18.5 years.

The Baie-James lithium mine project is located in the Superior geological province and is part of the Archean greenstone belt of the Eastmain group. The rocks of this volcanic belt are mainly made up of amphibolites and metasedimentary and metavolcanic rocks. Under the rocks of the Eastmain group, we find the Auclair formation, composed of paragneiss intersected by intrusions of spodumene pegmatite. The deposit of the James Bay lithium mine project consists of swarms of dykes and pegmatite lenses, each of which is up to 150 m wide by 100 m long. All the swarms are included in a discontinuous corridor extending about 4 km in length by 300 m in width.

Geochemical characterizations and kinetic tests carried out on the ore, waste rock and tailings were carried out by WSP between 2018 and 2020. The results of these studies indicate that the ore, waste rock and tailings that will be extracted from the lithium mine Baie-James are considered leachable in the short term, but not leachable in the long term. These materials are also all non-potentially acid-generating (NPGA). Considering this, the foundations of the waste rock and tailings dumps as well as those of the ore dump must have a permeability lower than the limiting flow rate of 3.3 L/m²/d defined in Directive 019 for level A waterproofing measures. However, since these materials are not leachable in the long term, it will not be necessary to waterproof the covering of the waste rock and tailings piles during the post-remediation period.

During the operation of the mine, in addition to the open pit, the following main facilities will be installed on the site:

- four waste rock and tailings storage facilities;
- an overburden and peat storage facility;
- a crushed ore stockpile (in a dome) for recovery;
- a stockpile for final product of spodumene concentrate (in a dome) for loading;
- two water management ponds (main, located to the north and draining the east sector);
- an ore processing plant (dense medium separation - DMS);
- a three-phase crushing circuit (located next to the ore stockpile), conveyors and a sorting area;
- an explosives magazine;
- a water treatment plant (WTP) from year 8 or 9;
- a reservoir for the thickening of mine tailings;
- process water tanks;
- various administrative buildings, laboratories, workshops and warehouses;
- a high voltage station;
- a workers' camp.

A surface drainage water collection system will be installed, and the collected water will be channeled to the North water management pond. Contact water and dewatering water from the pit will also be routed to this pond.

The excavated unconsolidated deposits and vegetal soils will be sent to the overburden and peat storage facility, except for the surface soils which will be stripped for the development of the fire strip; these will be stacked along the fire strip.

The ore will be transported to a processing plant, where it will be subjected to several crushing and dense media separation circuits. The end product will be a 6% lithium oxide concentrate, which will be trucked off site. Explosives and detonator magazines will be set up to the west of the property. A temporary cement plant will also be built in the industrial sector for use during the construction period. It will be dismantled in the first years of operation.

The protection, development and restoration measures that will be implemented as part of the James Bay lithium mine project site will include the restoration of the following infrastructures: road infrastructures, service and administrative buildings, accumulation areas, the pit, work and storage areas as well as water management ponds. At the end of mining operations, the pumping of water from the pit will cease and it will gradually be filled with the rising water from the water table. A safety berm will be built around the pit and danger signs will be installed. The waste rock and tailings storage facilities as well as the overburden and peat storage area will be leveled and revegetated. The water management ponds will either be backfilled or converted to wetlands.

All buildings and infrastructures that will not be useful for carrying out post-closure monitoring will be transported off-site or dismantled by a certified contractor. The areas affected by the operating activities will, following the dismantling, be profiled to restore a natural flow of water, then revegetated.

During the post-restoration period, the integrity of the structures will be monitored annually for a minimum of five years. In addition, environmental monitoring aimed at verifying the quality of groundwater and surface water will be carried out six times a year, for a minimum period of 5 years. Agronomic monitoring in order to verify the recovery of vegetation will also be carried out for a minimum period of five years.

The works planned for the restoration of the site are estimated at 47,400,004[2]. These costs include engineering costs (30%), follow-up costs as well as a 15% contingency.

2 In dollars 2020.

TABLE DES MATIÈRES

1 INTRODUCTION 1

1.1 MISE EN CONTEXTE 1

1.2 OBJECTIFS 2

2 RENSEIGNEMENTS GÉNÉRAUX 3

2.1 IDENTIFICATION DU REQUÉRANT 3

2.2 LOCALISATION DU SITE MINIER 4

2.3 PROPRIÉTÉ MINIÈRE DES TERRAINS 4

2.4 HISTORIQUE DU SITE 4

2.5 RESSOURCES ET RÉSERVES MINÉRALES 5

2.6 GÉOLOGIE ET MINÉRALOGIE 5

2.7 AUTORISATIONS DIVERSES 17

3 DESCRIPTION DU SITE 19

3.1 MÉTHODE D'EXPLOITATION 19

3.2 MÉTHODE DE TRAITEMENT DU MINERAI 21

3.3 AMÉNAGEMENT DU SITE DE LA MINE 28

3.4 GESTION DES EAUX SUR LE SITE 43

3.5 LIEUX D'ENTREPOSAGE ET D'ÉLIMINATION 45

4 MESURES DE RÉAMÉNAGEMENT ET DE RESTAURATION 47

4.1 IMPACT DES CHANGEMENTS CLIMATIQUES 47

4.2 SÉCURITÉ DES LIEUX 48

4.3 DÉMANTÈLEMENT DES BÂTIMENTS ET DES INFRASTRUCTURES 48

4.4 SOLS CONTAMINÉS 49

4.5 GESTION DES ÉQUIPEMENTS ET DE LA MACHINERIE LOURDE 49

4.6 AIRES D'ACCUMULATION 50

TABLE DES MATIÈRES (suite)

4.7 INFRASTRUCTURES DE GESTION DES EAUX 52

4.8 INFRASTRUCTURES DE TRANSPORT 53

4.9 PRODUITS PÉTROLIERS ET CHIMIQUES ET MATIÈRES RÉSIDUELLES DANGEREUSES ET NON DANGEREUSES ..54

4.10 RÉHABILITATION DES TERRAINS 54

5 PROGRAMME DE CONTRÔLE ET SUIVI POST-RESTAURATION 57

5.1 CONTRÔLE DE L'INTÉGRITÉ DES OUVRAGES 57

5.2 SUIVI AGRONOMIQUE 57

5.3 SUIVI DE LA QUALITÉ DE L'EAU 58

6 PLAN DES MESURES D'URGENCE 59

7 MESURES EN CAS D'ARRÊT TEMPORAIRE DES ACTIVITÉS 61

8 CONSIDÉRATIONS ÉCONOMIQUES ET TEMPORELLES 63

8.1 ÉVALUATION DES COÛTS DE LA RESTAURATION 63

8.2 CALENDRIER DE RÉALISATION DES TRAVAUX DE RESTAURATION 64

RÉFÉRENCES BIBLIOGRAPHIQUES 67

TABLE DES MATIÈRES (suite)

TABLEAUX

TABLEAU 1 RÉSUMÉ DES RÉSULTATS DES ESSAIS RÉALISÉS SUR LES ÉCHANTILLONS DE STÉRILES 8
TABLEAU 2 RÉSUMÉ DES RÉSULTATS DES ESSAIS STATIQUES RÉALISÉS SUR LES ÉCHANTILLONS DE MINERAI 9
TABLEAU 3 RÉSUMÉ DES RÉSULTATS DES ESSAIS STATIQUES RÉALISÉS SUR LES ÉCHANTILLONS DE RÉSIDUS 10
TABLEAU 4 SOMMAIRE DES DÉPASSEMENTS DES CRITÈRES RES ET DES EXIGENCES À L'EFFLUENT FINAL DE LA D019 AU COURS DES ESSAIS EN COLONNES 14
TABLEAU 5 SOMMAIRE DES DÉPASSEMENTS DES CRITÈRES RES ET DES EXIGENCES À L'EFFLUENT FINAL DE LA D019 AU COURS DES ESSAIS EN COLONNES 16
TABLEAU 6 QUANTITÉS ANNUELLES DE MATÉRIAUX EXTRAITS ET PRODUITS LORS DE L'EXPLOITATION DU PROJET DE MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES 20
TABLEAU 7 CRITÈRES DE CONCEPTION DU PROCÉDÉ POUR TRAITEMENT 22
TABLEAU 8 SUPERFICIE DES INFRASTRUCTURES 28
TABLEAU 9 PRINCIPAUX CRITÈRES DE CONCEPTION DES HALDES 30
TABLEAU 10 VOLUMES CUMULÉS DE LA HALDE À DÉPÔT MEUBLE ET À MATIÈRE ORGANIQUE 31
TABLEAU 11 RÉSUMÉ DES PROPRIÉTÉS DES HALDES À STÉRILES 33
TABLEAU 12 VALEURS MINIMALES DES FACTEURS DE SÉCURITÉ RECOMMANDÉS POUR LA STABILITÉ DES HALDES À STÉRILES 34
TABLEAU 13 VOLUMES DES MATÉRIAUX DÉPOSÉS DANS LES HALDES À STÉRILES 36
TABLEAU 14 ESTIMATION DES QUANTITÉS D'EXPLOSIFS ET DES DÉTONATEURS ENTREPOSÉS 42
TABLEAU 15 QUANTITÉ ANNUELLE ESTIMÉE DE MATIÈRES RÉSIDUELLES DANGEREUSES 46
TABLEAU 16 CALENDRIER SOMMAIRE DE RÉALISATION DES TRAVAUX DE RESTAURATION 65

TABLE DES MATIÈRES (suite)

FIGURES

FIGURE 1 VUE EN PLAN DU DESIGN PRÉVU DE LA FOSSE....20
FIGURE 2 DIAGRAMME DE PROCÉDÉ....23
FIGURE 3 COUPES TRANSVERSALES DE LA HALDE À DÉPÔTS MEUBLES ET À MATIÈRES ORGANIQUES....32
FIGURE 4 HALDES À STÉRILES – COUPE TRANSVERSALE....35
FIGURE 5 VUE DU SECTEUR INDUSTRIEL ET ADMINISTRATIF....39
FIGURE 6 CONCEPT GÉNÉRAL POUR LA RÉALISATION DES BRÈCHES DANS LES DIGUES DES BASSINS DE RÉTENTION D'EAU....53

CARTES

CARTE 1 LOCALISATION GÉNÉRALE ET PLAN D'AMÉNAGEMENT ANTICIPÉ DU PROJET DE MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES....71
CARTE 2 TITRES MINIERS ET DROITS DE SURFACE ASSOCIÉS AU PROJET DE MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES....73
CARTE 3 HYDROLOGIE DU SITE....75
CARTE 4 HYDROGÉOLOGIE ET PUITS PRÉSENTS SUR LE SITE DU PROJET DE MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES....77
CARTE 5 RESTAURATION....79

ANNEXES

A RÉSOLUTION DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

B CARACTÉRISATIONS GÉOCHIMIQUES

C BILAN HYDRIQUE

D STABILITÉ DES AIRES D'ACCUMULATION, EXTRAIT DE TAILINGS, WASTE ROCK, OVERBURDEN AND WATER MANAGEMENT FACILITY PRELIMINARY ENGINEERING DESIGN (GOLDER, 2021)

LISTE DES ABRÉVIATIONS

AEIC :	Agence d'évaluation d'impact du Canada
CBJNQ :	Convention de la Baie-James et du Nord québécois
CIDREQ :	Centre informatique du registre des entreprises du Québec
COMEX :	Comité d'examen des répercussions sur l'environnement et le milieu social
CVC :	Chauffage, ventilation et climatisation
ÉIE :	Étude d'impact sur l'environnement
EPA :	*Environmental Protection Agency*
D019 :	Directive 019 sur l'industrie minière
FED :	fluide d'échappement diesel
GNC :	Gouvernement de la nation Crie
GRET :	Groupe de recherche en écologie des tourbières
LQE :	Loi sur la qualité de l'environnement
MELCC :	Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques
MDDEP :	Ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs
MDR :	Matières dangereuses résiduelles
m^3/j :	Mètres cubes par jour
MABA :	*Modified Acid Base Accounting*
MERN :	Ministère de l'Énergie et des Ressources naturelles
MES :	Matières en suspension
Mm^3 :	Million de mètres cubes
Mt :	Million de tonnes
Mt/a :	Million de tonnes par année
NPGA :	Non potentiellement générateur d'acide
PMLBJ :	Projet de mine de lithium Baie-James
PGA :	Potentiel de génération d'acide/Potentiellement générateur d'acide
RMD :	Règlement sur les matières dangereuses
RSMPGNS	Règlement sur les substances minérales autres que le pétrole, le gaz naturel et la saumure
SDBJ :	Société de développement de la Baie-James
SMD :	Séparation en milieu dense
SIMDUT :	Système d'information sur les matières dangereuses utilisées au travail
UTE :	Usine de traitement de l'eau

1 INTRODUCTION

1.1 MISE EN CONTEXTE

Galaxy Lithium (Canada) inc. (Galaxy) est une filiale de Galaxy Resources Limited, une importante société minière sur le marché du lithium. Actuellement, Galaxy Resources Limited exploite une mine de spodumène en Australie et deux projets sont en développement : un au Québec (projet mine de lithium Baie-James) et l'autre en Argentine.

Le projet mine de lithium Baie-James (PMLBJ) prévoit l'exploitation d'une fosse de façon conventionnelle, d'où environ 2 Mt par année de pegmatite à spodumène seront extraites pour ensuite être dirigées vers une usine de traitement du minerai. En plus de la fosse, le site accueillera, notamment, des aires d'accumulation (mort-terrain, stériles/résidus, minerai, concentré), des bassins de rétention, des bâtiments administratifs, un campement pour les travailleurs, des ateliers et entrepôts ainsi qu'un dépôt d'explosifs. La période d'exploitation prévue est de 18,5 ans.

Le PMLBJ est assujetti à la procédure provinciale d'évaluation et d'examen des impacts sur l'environnement, comme prévu à l'article 153 du chapitre II de la Loi sur la qualité de l'environnement (LQE). L'annexe A de la LQE liste les projets obligatoirement soumis à la procédure d'évaluation et d'examen, dont « tout projet minier, y compris l'agrandissement, la transformation ou la modification d'une exploitation minière existante ». Conjointement à la LQE, l'annexe 1 du chapitre 22 de la Convention de la Baie-James et du Nord québécois (CBJNQ) dresse une liste de projets soumis au processus d'évaluation, dont les projets d'exploitation minière. Le projet est également assujetti à une évaluation environnementale fédérale, comme prévu à l'article 13 de la Loi canadienne sur l'évaluation environnementale (LCEE, 2012) (L.C. 2012, ch. 19, art. 52; [Abrogée, 2019, ch. 28, art. 9]), puisque l'extraction de minerai dépassera 3 000 t/jour (article 16(a)) et que la capacité de l'usine de concentration dépassera 4 000 t/jour (article 16(b) du Règlement désignant les activités concrètes [DORS/2012-147]). Le projet est évalué au niveau fédéral par l'Agence d'évaluation d'impact du Canada (AEIC), conjointement avec le Gouvernement de la nation Crie (GNC) en vertu des exigences législatives de la LCEE (2012) et conforme à l'esprit et aux objectifs de la CBLNQ.

Dans le cadre de l'analyse de l'étude d'impact sur l'environnement (ÉIE) par les comités gouvernementaux, le Comité d'examen des répercussions sur l'environnement et le milieu social (COMEX) a exigé de Galaxy qu'elle leur soumette un plan de restauration complet conforme au *Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec* (Guide).

WSP Canada Inc. (WSP) a été mandatée par Galaxy afin de préparer le plan de restauration du PMLBJ en conformité avec le Guide, dans la mesure du possible, compte tenu de l'avancement préliminaire du projet. Il est à noter que puisque cette version du plan de restauration est dédiée à n'être présentée uniquement qu'au COMEX à la suite de leur requête spécifique, et non au ministère de l'Énergie et des Ressources naturelles (MERN), qui est l'entité responsable de l'évaluation et de l'approbation des plans de restauration, cette version doit être considérée préliminaire. Ce n'est donc pas une version finale qui sera déposée au MERN conformément au Guide.. Le présent rapport constitue donc une version préliminaire, qui est présenté à titre informatif, tel que demandé dans les questions reçues du ministère. La version complète et finale, répondant à l'ensemble des exigences du Guide, sera déposée au MERN conformément à l'article 232.1 de la Loi sur les mines pour approbation préalablement au dépôt de la demande de bail minier. Une copie sera également fournie à l'administrateur provincial à ce moment.

En effet, le PMLBJ n'est actuellement pas tenu de présenter un plan de restauration, considérant le niveau actuel d'avancement du projet et le fait qu'aucune activité requérant l'approbation d'un plan de restauration n'a lieu ou n'est prévue à court terme sur le site. Ainsi, lorsque la situation du projet le requerra, Galaxy soumettra officiellement un plan de restauration complet au MERN pour évaluation et approbation. Pour le moment la présente version du plan de restauration a été préparée avec les informations disponibles; le lecteur devra prendre en considération que les études de conception des infrastructures du projet sont toujours en cours de réalisation.

1.2 OBJECTIFS

Le présent plan de restauration a été élaboré selon les prescriptions et les recommandations du *Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec* (Guide) (MERN[3], 2017), avec les informations disponibles en date de juin 2021. Comme les études de conception des infrastructures du projet sont toujours en cours, la description des infrastructures présentée dans ce document est également appelée à être modifiée lors de l'émission de la version officielle du plan de restauration.

Le programme de restauration décrit dans ce document vise les activités qui seront réalisées en phase d'exploitation. Le plan de restauration s'articulera principalement autour des éléments suivants :

- mesures de protection, de réaménagement et de restauration prévues;
- programme de contrôle et de suivi postrestauration;
- mesures en cas d'arrêt temporaire des activités;
- plan des mesures d'urgence;
- évaluation du coût des travaux de restauration;
- évaluation de la garantie financière;
- échéancier des travaux de restauration.

Afin de faciliter la lecture du document, les cartes citées ont toutes été regroupées et présentées à la fin du présent plan de restauration.

Cette version n'étant pas finale ni présentée au MERN pour évaluation et approbation, la grille de validation du contenu du plan de restauration n'a pas été remplie. L'évaluation des coûts n'a d'ailleurs été réalisée que de façon préliminaire également. Un plan de restauration complet sera présenté au MERN et au MELCC pour approbation préalablement à la demande de bail minier. Ce dernier sera complété dès que les autorisations environnementales (décret) auront été obtenues et avant que les premiers travaux au site minier ne soient réalisés.

3 Ministère de l'Énergie et des Ressources naturelles

2 RENSEIGNEMENTS GÉNÉRAUX

2.1 IDENTIFICATION DU REQUÉRANT

2.1.1 REQUÉRANT

Nom du requérant :	**Galaxy Lithium (Canada) inc.**
Adresse :	2000, rue Peel, suite 720 Montréal (Québec) H3A 2W5
Téléphone :	514 558-1855
Site internet :	www.gxy.com/james-bay/
Responsable du projet :	Mme Gail Amyot, ing. M. Sc. VEA Directrice Environnement, Santé et Sécurité Courriel : gail.amyot@gxy.com

2.1.2 CONSULTANT MANDATÉ

Plan de restauration conceptuel :	**WSP Canada Inc.**
Adresse :	1135, boul. Lebourgneuf Québec (Québec) G2K 0M5
Téléphone :	418-623-2254
Télécopieur :	418-624-1857
Site internet :	www.wsp.com
Personnes ressources :	Mme Christine Martineau Courriel : christine.martineau@wsp.com

2.1.3 NUMÉRO CIDREQ

Le numéro de code du centre informatique du registre des entreprises du Québec (CIDREQ) assigné par le registraire des entreprises pour l'entreprise Galaxy Lithium (Canada) inc. est le 1167071928.

2.1.4 RÉSOLUTION DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

La résolution du conseil d'administration autorisant monsieur Denis Couture, Directeur général, à agir au nom de l'organisation, est fournie à l'annexe A.

2.2 LOCALISATION DU SITE MINIER

Le PMLBJ est situé dans la région administrative du Nord-du-Québec, sur le territoire du Gouvernement régional d'Eeyou Istchee Baie-James. Le site minier à l'étude se trouve à environ 10 km au sud de la rivière Eastmain et à quelque 100 km à l'est de la baie James, à la même latitude que le village cri d'Eastmain. La propriété minière (claims) de Galaxy se trouve sur des terres de catégorie III selon la Convention de la Baie-James et du Nord québécois (CBJNQ). Les terres sous claims miniers sont facilement accessibles par la route Billy-Diamond qui traverse la propriété à proximité du Relais routier du km 381.

Les coordonnées géographiques en UTM (fuseau 18, NAD83) du site sont :

- X : 358 891
- Y : 5 789 180

La localisation générale du site minier est présentée à la carte 1.

2.3 PROPRIÉTÉ MINIÈRE DES TERRAINS

La propriété du PMLBJ se compose de 54 claims miniers qui couvrent approximativement 2 164 hectares (ha). Les filiales en propriété exclusive de Galaxy Resources, incluant le promoteur du projet, Galaxy, sont les détenteurs des claims couvrant actuellement la propriété minière du projet. Galaxy préparera éventuellement, au moment opportun, une demande pour acquérir un bail minier afin d'exploiter une mine et une usine de traitement du minerai sur le site du projet.

Les titres miniers actifs du projet sont montrés sur la carte 2.

2.4 HISTORIQUE DU SITE

Les premiers travaux ayant mis au jour la présence de pegmatites à spodumène dans le secteur ont été réalisés par le prospecteur Jean Cyr en 1964. Ce dernier a jalonné le secteur en 1966. La Société de développement de la Baie-James (SDBJ) a acquis les droits d'exploration en 1974 et a effectué divers travaux d'exploration, avant de céder les droits à Jean Cyr en 1986. Les travaux réalisés par la SDBJ en 1974 consistaient en une cartographie géologique du secteur, de même que la prise d'échantillons de roches ainsi que des travaux de forage. Au total, 277 échantillons ont été prélevés et analysés, à une teneur moyenne de 1,7 % de Li_2O. Les travaux réalisés ont permis de mettre au jour la présence de 45 000 m^2 d'affleurements comportant de la pegmatite à spodumène sous forme de dykes ou de lentilles, qui étaient concentrés dans un axe est-ouest d'une longueur d'environ 4 km. Des travaux additionnels ont été réalisés par la SDBJ en 1977 et ont consisté en une campagne de trois forages d'exploration qui ont totalisé 383 m de forage. Peu de travaux ont été effectués jusqu'au début des années 2000.

En 2008, un levé géophysique par polarisation provoquée et magnétométrie a été réalisé par Géophysique TMC Inc. à la demande de Lithium One, titulaire des droits d'exploration sur ces terrains. Le relevé au magnétomètre a été effectué sur une distance linéaire de 26,3 km avec des points de mesures tous les 12,5 m, alors que le relevé par polarisation provoquée a été réalisé en continu sur une distance linéaire de 24,3 km. Les lignes de levés ont été espacées de 50 m et des points ont été arpentés tous les 25 m à l'aide d'un GPS à haute précision.

En 2008, 18 forages exploratoires ont également été réalisés par Lithium One, chacun espacé de 100 m, selon un quadrillage rectangulaire couvrant une superficie de 180 ha. En 2009, une campagne de forages comprenant la réalisation de 84 nouveaux forages d'exploration, espacés de 50 à 60 m chacun, a été réalisée. Cette campagne a permis d'identifier de nouveaux dykes de pegmatite à spodumène. En 2009 et 2010, des échantillons de roches ont également été prélevés dans des rainures réalisées sur les affleurements de surface de plusieurs dykes de pegmatite. Ainsi, 53 rainures ont été réalisées à l'aide de scies au diamant.

En 2017, Galaxy a procédé à une campagne de forages afin de pouvoir mieux délimiter l'extension des dykes de pegmatite. Ainsi, des forages en éventail ont été réalisés afin de délimiter l'extension en profondeur des pegmatites connues à l'ouest de la route Billy-Diamond, et des forages ont également été réalisés à l'est de cette dernière dans des secteurs non explorés. Lors de cette campagne, 157 forages (totalisant 33 339 m) ont été réalisés, et ont permis de mettre au jour de nouvelles zones minéralisées.

Également en 2017, des échantillons de pegmatite à spodumène (minerai), tirés de 41 échantillons de carottes de forages totalisant 400 kg, ont été soumis à un essai métallurgique afin de valider la méthode de traitement du minerai envisagée et le taux de récupération du spodumène. Au terme de cet essai, le taux de récupération du lithium était de 66 % à une concentration de 6 % Li_2O (G Mining Services, 2021).

2.5 RESSOURCES ET RÉSERVES MINÉRALES

D'après l'évaluation des ressources minérales réalisée par SRK en 2010 (SRK Consulting, 2010), basée sur la norme *National Instrument* 43-101 (NI-43-101), des ressources minérales indiquées ont été calculées jusqu'à présent, soit 40 330 000 t de minerai de lithium (Li_2O) indiquées à une concentration de 1,40 %. Ces ressources ont été calculées en considérant une teneur de coupure de 0,62 %, un taux de récupération métallurgique de 70 % et un coût d'extraction et de traitement de 55 $US la tonne.

L'estimation des réserves minérales du gisement a été réalisée par SRK, également en 2010. Ainsi, un total de 33 860 000 t de réserves minérales probables de minerai de lithium à une teneur de 1,34% serait extractible du gisement du PMLBJ. Ce calcul tient compte d'un taux de récupération à l'usine de 66 % et d'une teneur de coupure de 0,62 % Li_2O.

2.6 GÉOLOGIE ET MINÉRALOGIE

2.6.1 GÉOLOGIE RÉGIONALE ET LOCALE

Selon les informations tirées d'une étude de préfaisabilité ayant été réalisée pour le projet (G Mining Services, 2021) et du rapport d'évaluation des ressources minérales du projet (SRK Consulting, 2010), le projet de mine de lithium Baie-James est situé dans la province géologique du Supérieur et fait partie de la ceinture de roches vertes archéennes du groupe d'Eastmain. Les roches de cette ceinture volcanique sont majoritairement constituées d'amphibolites et de roches métasédimentaires et métavolcaniques. Sous les roches du groupe d'Eastmain, on retrouve la formation d'Auclair, composée de paragneiss recoupé par des intrusions de pegmatite à spodumène. Les roches non intrusives de la propriété montrent une foliation est-nord-est et un pendage subvertical, alors que les intrusions sont plutôt massives.

Le gisement du projet de mine de lithium Baie-James est constitué d'essaims de dykes et de lentilles de pegmatite, qui atteignent chacun jusqu'à 150 m de largeur par 100 m de longueur. L'ensemble des essaims est compris dans un corridor discontinu s'étendant sur environ 4 km de longueur par 300 m de largeur. Les roches encaissantes sont composées de gneiss et de gneiss rubannés, et des roches plus felsiques telles des dacites et des quartzites, ainsi que des méta-gabbros et de granites, sont aussi présentes sur la propriété.

Les pegmatites composant le gisement du projet de mine de lithium Baie-James contiennent du spodumène, qui est retrouvé en cristaux d'une taille variant de 5 cm à plus de 1 m. Un total de 18 dykes ou lentilles importants de pegmatites contenant du spodumène a été identifié sur la propriété. Ces corps minéralisés atteignent jusqu'à 60 m de largeur et 100 m de longueur. Il est possible que d'autres dykes ou lentilles minéralisés soient identifiés sur le site au fur et à mesure de l'avancement des travaux d'exploration et de définition.

2.6.2 MINÉRALOGIE

Le spodumène, qui constitue le minerai de lithium, est retrouvé dans la pegmatite en association avec d'autres minéraux tel que : le quartz, la microcline, l'albite, la muscovite, la lépidolite, la tourmaline et le béryl. Le spodumène est composé de lithium (8,03 % Li_2O), d'aluminium (27,40 % Al_2O_3), de silice (64,58 % SiO_2) et d'oxygène (51,59 % O). Le spodumène est un minéral d'habitus prismatique, à l'aspect strié, et il est souvent étiré perpendiculairement sur la propriété à l'orientation des dykes de pegmatite. Il est de couleur blanchâtre à verdâtre et les cristaux sont de taille millimétrique à métrique.

Le spodumène peut être altéré en séricite, ce qui lui fait prendre une couleur brunâtre, en raison de la présence de fer dans la séricite. Ainsi, des oxydes de fer sont parfois présents, également au sein de la pegmatite.

2.6.3 CARACTÉRISATION GÉOCHIMIQUE

Une caractérisation géochimique du minerai, des stériles et des résidus a été réalisée par WSP en 2018. À la suite de cette caractérisation géochimique, des essais cinétiques ont été réalisés sur les stériles et les résidus, dont les résultats ont été publiés en 2019 (WSP, 2019). Finalement, des essais cinétiques ont également été réalisés sur le minerai et une unité de stériles (diabase) et les résultats ont été publiés en 2020 (WSP, 2020). Ces études sont présentées à l'annexe B.

ÉTUDE SPÉCIALISÉE SUR LA GÉOCHIMIE (2018)

WSP a réalisé, en 2018, une caractérisation géochimique des stériles miniers, du minerai, des résidus et des dépôts meubles qui seront extraits, produits ou remaniés lors de la mise en production du projet de mine de lithium Baie-James. Cette caractérisation avait pour but d'évaluer le potentiel de lixiviation et de génération d'acide de ces matériaux sur un nombre limité d'échantillons, en vue d'évaluer préliminairement les mesures d'intervention nécessaires pour minimiser l'impact environnemental de l'extraction du minerai et des stériles miniers.

Lors de cette étude, des échantillons de stériles, résidus et minerai ont été soumis à des analyses statiques pour le contenu en métaux disponibles, à des essais de lixiviation (TCLP, SPLP et CTEU-9), ainsi qu'à des essais visant à déterminer le potentiel de génération d'acide de ces matériaux (MABA) et leur radioactivité. Les résultats pour chacun des types de matériaux sont présentés ci-dessous.

STÉRILES

Au total, 81 échantillons de stériles ont été analysés. L'ensemble des échantillons ont été analysés pour leur contenu en métaux et leur potentiel de génération d'acide, et les échantillons présentant des concentrations en métaux supérieures aux critères génériques « A » du Guide d'intervention ont été soumis à des essais de lixiviation.

Les échantillons ont été sélectionnés afin de représenter les proportions de chacune des lithologies (gneiss, gneiss rubané, pegmatite stérile et basalte) qui seront extraites dans les stériles, et d'avoir un nombre suffisant d'échantillons de chacune des lithologies aux fins d'interprétation.

Les résultats des analyses indiquent que 100 % des stériles sont considérés « à risque faible » en regard de la D019. De plus, les stériles provenant de toutes les unités lithologiques seraient lixiviables en regard de cette même directive à différents degrés. Le tableau 1 présente le détail des résultats sur les stériles pour chacune des unités.

Des essais de lixiviation moins agressifs que l'essai TCLP, soit les essais SPLP et CTEU-9, ont également été réalisés sur les stériles. Les résultats de ces essais ont indiqué une lixiviation de certains métaux, soit majoritairement l'arsenic, l'argent, le baryum, le cuivre, le manganèse, le nickel, le plomb et le zinc. Une lixiviation plus importante a été obtenue à l'essai CTEU-9; ceci s'explique par la granulométrie très fine (100 mesh) des matériaux soumis à cet essai, qui peut se traduire par une augmentation de la surface spécifique des matériaux et par une solubilité plus élevée de certains métaux. D'ailleurs, des dépassements du critère de la D019 pour l'arsenic ont été obtenus à cet essai pour les unités I1G (4 %) et V3B (80 %). Bien que cet essai ne soit pas celui préconisé par la D019 pour la caractérisation des stériles miniers, ces dépassements devraient tout de même être pris en considération puisque les conditions de terrain se prêtent mieux à la lixiviation à l'eau qu'à l'acide. Cette granulométrie n'est toutefois pas comparable à celle des stériles qui seront mis en pile au site.

Les résultats de l'essai statique de potentiel de génération d'acide (MABA) ont indiqué que la concentration en soufre total était inférieure à 0,3 % pour 100 % des échantillons de stériles des unités I1G et V3B analysés; ceux-ci sont donc classés NPGA en regard de la D019. Toutefois, 30 % des échantillons de l'unité M1 et 50 % des échantillons de l'unité M2 sont classés PGA en regard de la D019. En comparant les résultats aux critères établis par l'URSTM et le MEND, 70 % d'entre eux sont situés dans la zone d'incertitude alors que 20 % sont considérés PGA et 10 % NPGA pour l'unité M1. Pour ce qui est des échantillons de l'unité M2, 40 % sont situés dans la zone d'incertitude, 55 % sont considérés PGA et 5 % NPGA.

MINERAI

Au total, 28 échantillons de minerai ont été analysés lors de cette étude. L'ensemble des échantillons ont été analysés pour leur contenu en métaux et leur potentiel de génération d'acide, et les échantillons présentant des concentrations en métaux supérieures aux critères génériques « A » du Guide d'intervention ont été soumis à des essais de lixiviation.

Les résultats de ces analyses, lorsque comparés aux critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, indiquent que 96 % des échantillons de minerai soumis à l'analyse seraient considérés comme matériaux « à risque faible », selon les résultats des essais statiques.

De plus, 83 % des échantillons seraient lixiviables en manganèse, 50 % en zinc et 46 % des échantillons le seraient en cuivre. Finalement, entre 13 % et 42 % des échantillons de minerai analysés seraient lixiviables en arsenic et/ou baryum et/ou cadmium et/ou nickel et/ou plomb. Des essais de lixiviation moins agressifs que l'essai TCLP, soit les essais SPLP et CTEU-9, ont également été réalisés sur les échantillons de minerai. Les résultats de ces essais ont aussi indiqué une lixiviation de certains métaux, soit l'arsenic, l'argent, le cuivre, le mercure, le nickel et le zinc lors de l'essai SPLP. De plus, à l'essai CTEU-9, des résultats supérieurs aux critères RES du Guide d'intervention, notamment dans tous les échantillons pour le cuivre, le manganèse, le plomb et le zinc, et quelques dépassements en argent, en arsenic et en baryum, ont été observés. Le minerai est donc jugé lixiviable en regard des différents essais de lixiviation effectués en cours d'étude.

Pour ce qui est des résultats à l'essai statique de potentiel de génération d'acide MABA, ceux-ci indiquent que 79 % des échantillons de minerai sont considérés NPGA et que 21 % d'entre eux sont considérés PGA selon la D019. Cependant, en comparant les résultats de l'essai MABA aux exigences spécifiées dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du MEND, 64 % des échantillons de minerai seraient considérés NPGA et 36 % d'entre eux seraient compris dans la zone d'incertitude, alors qu'aucun d'entre eux ne serait considéré PGA. Ainsi, en vertu de la réglementation applicable, le minerai de la mine de lithium Baie-James serait donc majoritairement considéré NPGA. Toutefois, selon les critères du MEND, 36 % des échantillons du minerai seraient situés dans la zone d'incertitude en ce qui a trait à son potentiel de génération d'acide, en vertu des essais statiques réalisés.

Tableau 1 Résumé des résultats des essais réalisés sur les échantillons de stériles

Unité	Métaux >A	TCLP>RES	SPLP>RES	CTEU-9 >D019	CTEU-9>RES	PGA (D019)
Pegmatite stérile (I1G)	96 %	Mn : 19/20 échantillons (95 %)	Hg : 5/20 échantillons (25 %)		Cu, Pb, Zn (100 %)	0 %
		Cu, Zn : 11/20 échantillons (55 %)	Zn : 2/20 échantillons (10 %)		Mn : 18/20 échantillons (90 %)	
		Cd, Pb : 1/20 échantillons (5 %)	Ag, Ba : 1/20 échantillons (5 %)		As : 5/20 échantillons (25 %)	
					Cd : 2/20 échantillons (10 %)	
Gneiss (M1)	100 %	Ba : 23/30 échantillons (77 %)	Cu : 4/24 échantillons (17 %)	As : 1/24 échantillons (4 %)	Cu (100 %)	30 %
		Zn : 19/30 échantillons (63 %)	Zn : 3/24 échantillons (13 %)		Ba, Pb, Zn : 21/24 échantillons (88 %)	
		Ni, Pb : 14/30 échantillons (47 %)	Ag : 2/24 échantillons (8 %)		Ag : 19/24 échantillons (79 %)	
		Cd : 10/30 échantillons (30 %)	Ni : 1/24 échantillons (4 %)		Cd, Ni : 18/24 échantillons (75 %)	
		Mn : 3/30 échantillons (10 %)			As : 17/24 échantillons (71 %)	
		As, Cu : 1/30 échantillons (3 %)				
Gneiss rubané (M2)	100 %	Ba : 15/20 échantillons (77 %)			Ag, Ba, Cd, Cu, Pb, Zn (100 %)	50 %
		Pb : 13/20 échantillons (65 %)			As : 7/8 échantillons (88 %)	
		Zn : 11/20 échantillons (55 %)			Ni : 6/8 échantillons (75 %)	
		Ni : 6/20 échantillons (30 %)			Mn : 1/8 échantillons (13 %)	
		Cd : 3/20 échantillons (15 %)				
		Mn : 1/20 échantillons (5 %)				
Basalte (V3B)	100 %	As, Ba, Ni (100 %)	As (100 %)	As : 4/5 échantillons (80 %)	As (100 %)	0 %
		Mn : 3/10 échantillons (30 %)			Ba, Cu, Ni : 4/5 échantillons (80 %)	
					Fluorures : 1/5 échantillons (20 %)	

Le tableau 2 présente un résumé des résultats sur le minerai.

Tableau 2 Résumé des résultats des essais statiques réalisés sur les échantillons de minerai

MÉTAUX >A	TCLP>RES	TCLP>D019	SPLP>RES	CTEU-9>RES	PGA (D019)
96 %	As : 4/27 échantillons (15 %)	As : 1/27 échantillons (4%)	Ag, As, Hg, Ni : 1/18 échantillons (5 %)	Ag, As : ¼ échantillons (25 %)	21 %
	Ba : 10/27 échantillons (37 %)		Cu, Zn : 2/18 échantillons (11 %)	Mn : 3/4 échantillons (75 %)	
	Cd: 11/27 échantillons (41 %)			Cu, Pb, Zn : 4/4 échantillons (100 %)	
	Cu : 11/27 échantillons (41 %)				
	Mn : 20/27 échantillons (74 %)				
	Ni : 5/27 échantillons (19 %)				
	Pb : 7/27 échantillons (26 %)				
	Zn : 12/27 échantillons (44 %)				

RÉSIDUS

Au total, 12 échantillons de résidus ont été analysés. L'ensemble des échantillons ont été analysés pour leur contenu en métaux et leur potentiel de génération d'acide, et les échantillons présentant des concentrations en métaux supérieures aux critères génériques « A » du Guide d'intervention ont été soumis à des essais de lixiviation.

Les résultats de ces analyses, lorsque comparés aux critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, indiquent que 100 % des résidus sont considérés comme matériaux « à risque faible », et que 100 % d'entre eux sont lixiviables en cadmium, en cuivre, en manganèse et en zinc, et 8 % en mercure en regard de la D019.

Des essais de lixiviation moins agressifs que l'essai TCLP, soit les essais SPLP et CTEU-9, ont également été réalisés sur les échantillons de minerai. Aucun dépassement des critères de la D019 ni des critères RES du Guide d'intervention n'a été obtenu à l'essai SPLP. À l'essai CTEU-9, tous les échantillons ont montré un dépassement des critères RES du Guide d'intervention pour l'argent, le cuivre et le mercure. Comme observé pour le minerai et les stériles, la granulométrie fine nécessaire à cet essai semble entraîner une plus grande mobilité des éléments. La même conclusion est tirée des résultats lorsque comparée aux exigences spécifiées dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du MEND.

La totalité des 12 échantillons de l'unité I1G soumis à l'essai statique MABA présentait des concentrations en $S_{totales}$ inférieures à 0,3 %, et est donc toute classée comme NPGA en regard de la D019. De plus, l'analyse de la différence entre le potentiel de neutralisation brut (PN) et le potentiel d'acidité maximum (PA), de même que le ratio PN/PA, a permis de confirmer que tous les échantillons analysés sont classés comme NPGA, en regard des critères applicables (D019, MEND).

Ainsi, en vertu de la réglementation applicable, les résidus qui seront produits au site de la mine de lithium Baie-James seraient donc considérés NPGA, mais lixiviables en cadmium, en cuivre, en manganèse, en mercure et en zinc.

Le tableau 3 présente un résumé des résultats.

Tableau 3 Résumé des résultats des essais statiques réalisés sur les échantillons de résidus

Métaux >A	TCLP>RES	SPLP>RES	CTEU-9>RES	PGA (D019)
100 %	Cd : 4/12 échantillons (33 %)	-	Ag, Cu, Hg (100 %)	0 %
	Cu, Mn : 12/12 échantillons (100 %)		-	
	Hg : 1/12 échantillons (8 %)			

RÉSULTATS DES ESSAIS CINÉTIQUES EN COLONNES (2019)

Des essais cinétiques en colonnes ont été réalisés sur des échantillons de stériles miniers et de résidus en2019). Ainsi, des rinçages ont été effectués toutes les semaines jusqu'à la 4e semaine, puis toutes les deux semaines, sur une période totale de 50 semaines. Deux des colonnes contenaient un échantillon de stériles, l'une maintenue saturée en tout temps et l'autre maintenue non saturée entre le rinçage, alors que la troisième colonne contenait un échantillon de résidus et était maintenue non saturée entre les rinçages.

Les résultats de ces essais sont résumés ci-dessous.

POTENTIEL DE GÉNÉRATION D'ACIDE

Les résultats observés lors des essais cinétiques sur les trois colonnes ont permis les observations suivantes quant au potentiel de génération d'acide :

- Le pH du lixiviat pour les trois colonnes s'est maintenu entre 7 et 8 au cours des 20 premières semaines d'essai, puis s'est stabilisé entre 6,25 et 7,01 jusqu'à la fin de l'essai.
- Les concentrations en SO_4 se sont maintenues entre 5 et 10 mg/L au cours de la majorité de l'essai pour les deux colonnes de stériles, alors qu'elles se sont maintenues en-dessous de 1 mg/L pour la colonne de résidus.
- L'acidité mesurée dans le lixiviat des trois colonnes s'est maintenue près de la limite de détection tout au long de l'essai. Seule une hausse a été mesurée à la 8e semaine pour les stériles non saturés (12 mg/L) et les stériles saturés (110 mg/L).
- La conductivité électrique était maximale en début d'essai, puis a atteint un plateau vers la 14e semaine pour les trois colonnes, soit à environ 15 µS/cm pour la colonne de résidus, 28 µS/cm pour la colonne de stériles non saturés et 35 µS/cm pour la colonne de stériles saturés.
- Le potentiel d'oxydoréduction a varié tout au long de l'essai pour les trois colonnes, se maintenant toutefois entre 500 mV et 75 mV.

Ainsi, à la lumière des résultats obtenus dans le cadre de ces essais cinétiques en colonnes, il apparaît que le potentiel de génération d'acide, tant des stériles en conditions saturées et non saturées que des résidus, est non significatif puisque le pH des trois colonnes s'est maintenu entre 6,25 et 8 tout au long de l'essai, et que le taux d'acidité dans l'eau de lixiviation est demeuré sous la LDR pratiquement tout au long de l'essai, de façon similaire dans les trois colonnes.

La conductivité mesurée est également moins importante pour les résidus que pour les stériles.

Les concentrations de SO_4 en solution sont également demeurées stables au long de l'essai. Il apparaît également que les concentrations de SO_4 dans le lixiviat des résidus sont moindres que dans celui des stériles. Les résidus miniers et les stériles sont donc jugés non générateurs d'acide.

COLONNE 1 –RÉSIDUS NON SATURÉS

- Les concentrations en argent étaient supérieures au critère RES les six premières semaines d'essai. Elles se sont maintenues sous la LDR à partir de la 8e semaine d'essai (à noter que la LDR [0, 00005 mg/L] était supérieure au critère RES [0,00003 mg/L]). Une valeur égale à la LDR, et donc supérieure au critère RES, a aussi été obtenue à la semaine 46. Comme cette valeur est ponctuelle et tout juste sur la LDR, elle n'est pas considérée avoir un impact significatif sur la qualité de l'eau. Il pourrait également s'agir d'un faux positif du laboratoire.
- Un dépassement de la concentration moyenne mensuelle de rejet à l'effluent final de la D019 a été obtenu lors de l'analyse initiale.
- Des dépassements du critère RES en cuivre ont été obtenus aux semaines 0 à 18, 22 et 28. Après la semaine 28, les concentrations se sont maintenues sous le critère RES.
- Des dépassements de la concentration maximale acceptable à l'effluent final de la D019 ont été obtenus pour le fer aux semaines 0 et 2, et des dépassements de la concentration moyenne mensuelle acceptable de rejet à l'effluent final ont été obtenus aux semaines 1, 3, 4 et 6. Les concentrations ont par la suite diminué graduellement, pour atteindre un plateau près de la LDR vers la 14e semaine.
- Des dépassements du critère RES pour le manganèse ont été obtenus entre les semaines 0 à 4 seulement. Les concentrations atteignent un plateau près de la LDR à partir de la 14e semaine.
- Des dépassements du critère RES ont été obtenus pour le mercure principalement entre les semaines 0 et 14. À partir de la semaine 16, les concentrations se maintiennent sous la LDR (à noter que la LDR [0,00001 mg/L] était supérieure au critère RES [0,0000013 mg/L]).
- Des dépassements du critère RES ont été obtenus pour le plomb au cours des 6 premières semaines d'essai. Les concentrations se stabilisent près de la LDR à partir de la 10e semaine.
- Des dépassements du critère RES ont été obtenus pour le zinc au cours des 14 premières semaines d'essai. Les concentrations se stabilisent près de la LDR à partir de la 16e semaine.
- Aucun dépassement des critères RES n'a été obtenu lors de l'essai pour l'arsenic, le baryum, le nickel.
- Aucun dépassement des concentrations acceptables (moyennes et maximales) de rejet à l'effluent final de la D019 n'a été obtenu lors de l'essai pour le cuivre, le nickel, le plomb et le zinc.

COLONNE 2 – MÉLANGE DE STÉRILES SATURÉS

- Seuls les résultats de l'analyse initiale et celle de la 1ere semaine étaient supérieurs à la LDR. Les concentrations se sont par la suite maintenues sous la LDR (à noter que la LDR [0, 00005 mg/L] était supérieure au critère RES (0,00003 mg/L).
- Un dépassement de la concentration maximale acceptable de rejet à l'effluent final de la D019 a été obtenu pour l'arsenic à la 3e semaine, et des dépassements de la concentration moyenne mensuelle acceptable ont été obtenus aux semaines 2, 4 et 6. Des dépassements du critère RES ont aussi été obtenus aux semaines 3 et 4. Les concentrations ont par la suite chuté pour atteindre un plateau vers la 24e semaine.
- Un dépassement du critère RES pour le baryum a été obtenu lors de l'analyse initiale. Les concentrations se stabilisent toutefois près de la LDR à partir de la 2e semaine.
- Des dépassements du critère RES pour le cuivre ont été obtenus lors de l'analyse initiale et celle de la semaine 1. Les concentrations se stabilisent toutefois sous le critère RES à partir de la 2e semaine.

- Un dépassement de la concentration maximale acceptable de rejet à l'effluent final de la D019 a été obtenu pour le fer lors de l'analyse initiale, et un dépassement de la concentration moyenne mensuelle a été obtenu lors de la 1ere semaine; les concentrations se sont stabilisées près de la LDR dès la 2e semaine.
- Des dépassements du critère RES ont été obtenus pour le mercure principalement entre les semaines 0 et 14. À partir de la semaine 16, les concentrations se maintiennent sous la LDR (à noter que la LDR [0,00001 mg/L] était supérieure au critère RES [0,0000013 mg/L]).
- Un dépassement du critère RES pour le zinc a été obtenu lors de l'analyse initiale seulement. Par la suite, les concentrations sont demeurées près ou sous la LDR.
- Aucun dépassement du critère RES n'a été obtenu lors de l'essai pour le manganèse, le nickel et le plomb.
- Aucun dépassement des concentrations acceptables (moyennes et maximales) de rejet à l'effluent final de la D019 n'a été obtenu lors de l'essai pour le cuivre, le nickel, le plomb et le zinc.

COLONNE 3 – MÉLANGE DE STÉRILES NON SATURÉS

- Les concentrations en argent étaient supérieures au critère RES les 12 premières semaines d'essai. Elles se sont maintenues sous la LDR à partir de la 14e semaine d'essai (à noter que la LDR [0, 00005 mg/L] était supérieure au critère RES [0, 00003 mg/L]).
- Des dépassements de la concentration moyenne mensuelle acceptable de rejet à l'effluent final de la D019 pour l'arsenic ont été obtenus aux semaines 4 et 6; les concentrations sont demeurées sous les exigences de la D019 par la suite.
- Des dépassements du critère RES pour le baryum ont été obtenus aux semaines 0, 2, 4, 5 et 10. Les concentrations se stabilisent toutefois près de la LDR à partir de la 14e semaine.
- Des dépassements du critère RES pour le cuivre ont été obtenus entre les semaines 0 et 12. Les concentrations se stabilisent toutefois sous le critère RES à partir de la 14e semaine.
- Des dépassements de la concentration maximale acceptable de rejet à l'effluent final de la D019 ont été obtenus pour le fer entre les semaines 0 et 12. Les concentrations ont chuté pour atteindre un plateau près de la LDR à la 14e semaine.
- Des dépassements du critère RES pour le manganèse ont été obtenus aux semaines 2 et 4 seulement. Les concentrations atteignent un plateau près de la LDR à partir de la 14e semaine.
- Les concentrations se sont maintenues sous la LDR tout au long de l'essai, à l'exception de l'analyse initiale (à noter que la LDR [0,00001 mg/L] était supérieure au critère RES [0,0000013 mg/L]).
- Des dépassements du critère RES ont été obtenus pour le plomb aux semaines 2, 4 et 6. Les concentrations se stabilisent près de la LDR à partir de la 10e semaine.
- Des dépassements du critère RES ont été obtenus pour le zinc au cours des 12 premières semaines d'essai. Les concentrations se stabilisent près de la LDR à partir de la 14e semaine.
- Aucun dépassement des critères RES n'a été obtenu lors de l'essai pour l'arsenic et le nickel.
- Aucun dépassement des concentrations acceptables (moyennes et maximales) de rejet à l'effluent final de la D019 n'a été obtenu lors de l'essai pour le cuivre, le nickel, le plomb et le zinc.

À la lumière de ces résultats, bien que certains métaux aient été relargués en concentrations excédant les critères du RES et/ou les exigences de rejet à l'effluent final de la D019, le relargage s'est limité, dans la majorité des cas, aux premières semaines de l'essai.

Ainsi, dans le cas de la colonne de résidus, aucun dépassement des critères RES et/ou des exigences de rejet à l'effluent final de la D019 n'était obtenu après la 14e semaine, sauf pour le cuivre, pour lequel les dépassements ont cessé après la 28e semaine. En ce qui concerne la colonne du mélange de stériles non saturés, aucun dépassement des critères RES et/ou des exigences de rejet à l'effluent final de la D019 n'était obtenu après la 12e semaine. Dans le cas de la colonne du mélange de stériles saturés, à l'exception du mercure, les dépassements des critères RES et/ou des exigences de rejet à l'effluent final de la D019 se sont limités aux premières semaines d'essai, soit jusqu'à la semaine 4.

Il apparaît donc qu'au terme de l'essai, les stériles en conditions non saturées et saturées et les résidus miniers semblent présenter des comportements similaires sur l'échelle de temps de l'essai. Ces résultats supposent que les stériles et les résidus sont potentiellement lixiviables à court terme, mais que le relargage de métaux est significativement limité et respecte les critères et exigences applicables (D019 et RES) après en moyenne 12 semaines. Ces matériaux peuvent donc être considérés comme étant à faibles risques selon la D019 au terme de cette période.

Le tableau 4 présente un résumé des résultats.

RÉSULTATS DES ESSAIS CINÉTIQUES EN COLONNES – MINERAI ET DIABASE (2020)

Des essais cinétiques en colonnes ont été réalisés sur un échantillon de minerai et un échantillon de diabase, puisqu'il était envisagé d'utiliser cette dernière comme matériaux de remblai sur le site. Ainsi, des rinçages ont été effectués toutes les deux semaines sur une période totale de 25 semaines. Les deux colonnes étaient maintenues non saturées entre les rinçages.

Les résultats de ces essais sont résumés ci-dessous.

POTENTIEL DE GÉNÉRATION D'ACIDE

Deux colonnes d'essai ont fait l'objet de suivi au cours des essais cinétiques, soit une colonne composée de minerai et une colonne composée de diabase, toutes deux maintenues non saturées au cours de l'essai. Les résultats observés lors de l'essai cinétique ont permis les observations suivantes :

- Le pH du lixiviat des deux colonnes s'est maintenu près de la neutralité tout au long de l'essai, quoique légèrement basique pour la colonne de diabase.
- Les concentrations en SO_4 se sont maintenues entre 1 et 14 mg/L au cours de l'essai pour les deux colonnes.
- L'acidité mesurée dans le lixiviat des deux colonnes s'est maintenue sous la limite de détection tout au long de l'essai.
- La conductivité électrique était maximale en début d'essai pour les deux colonnes, puis s'est stabilisée autour de 20 µS/cm pour la colonne de minerai et de 30 µS/cm pour la colonne de diabase, ces valeurs concordant avec la réduction des concentrations en métaux dissous dans le lixiviat tout au long des essais.
- Le potentiel d'oxydoréduction a varié tout au long de l'essai pour les deux colonnes, se maintenant toutefois entre 500 mV et 70 mV.

Ainsi, à la lumière des résultats obtenus dans le cadre de ces essais cinétiques en colonnes, il apparaît que le potentiel de génération d'acide, tant du minerai que de la diabase, est non significatif puisque le pH des deux colonnes s'est maintenu près de la neutralité tout au long de l'essai, et que le taux d'acidité dans l'eau de lixiviation est demeuré sous la LDR tout au long de l'essai également. Les concentrations de SO_4 en solution sont également demeurées stables au long de l'essai.

Tableau 4 Sommaire des dépassements des critères RES et des exigences à l'effluent final de la D019 au cours des essais en colonnes

Colonne	Paramètre	Dépassement D019[1, 2]	Dépassement RES	Stabilisation	Dépassement D019 à la fin de l'essai	Dépassement RES à la fin de l'essai
Colonne 1 - Résidus non saturés	Argent	-	Semaines 0 à 6, semaine 46 (0,00005 mg/L)	Semaine 8	-	Non (LDR > RES)
	Arsenic	Semaine 0 (moy.)	-	-	Non	-
	Cuivre	-	Semaines 0 à 18, 22 et 28	Semaine 32	-	Non
	Fer	Semaines 0 et 2 (max.) Semaines 1, 3, 4 et 6 (moy.)	-	Semaine14	Non	-
	Manganèse	-	Semaines 0 à 4	Semaine 10	-	Non
	Mercure	-	Semaines 0 à 14	Semaine 16	-	Non (LDR > RES)
	Plomb	-	Semaines 0 à 6	Semaine 10	-	Non
	Zinc	-	Semaines 0 à 14	Semaine 16	-	Non
Colonne 2 – Mélange de stériles saturés	Argent	-	Semaine 1	Semaine 2	-	Non (LDR > RES)
	Arsenic	Semaine 3 (max.) Semaines 2, 4 et 6 (moy.)	Semaines 3 et 4	Semaine 24	Non	Non
	Baryum	-	Semaine 0	Semaine 2	-	Non
	Cuivre	-	Semaine 0 et 1	Semaine 2	-	Non
	Fer	Semaine 0 (max.) Semaine 1 (moy.)	-	Semaine 2	Non	-
	Mercure	-	Semaines 0 à 14	Semaine 16	-	Non (LDR > RES)
	Zinc	-	Semaine 0	Semaine 2	-	Non
Colonne 3 – Mélange de stériles non saturés	Argent	-	Semaines 0 à 12	Semaine 14	-	Non (LDR > RES)
	Arsenic	Semaines 4 et 6 (moy.)	-	-	Non	-
	Baryum	-	Semaines 0, 2, 4, 5 et 10	Semaine 14	-	Non
	Cuivre	-	Semaines 0 à 12	Semaine 14	-	Non
	Fer	Semaines 0 à 12 (max.)	-	Semaine 14	Non	-
	Manganèse	-	Semaines 2 et 4	Semaine 14	-	Non
	Mercure	-	Semaine 0	Semaine 1	-	Non (LDR > RES)
	Plomb	-	Semaines 2, 4 et 6	Semaine 10	-	Non
	Zinc	-	Semaines 0 à 12	Semaine 14	-	Non

De plus, des courbes d'oxydation/neutralisation ont été réalisées afin d'évaluer le potentiel de génération d'acide à long terme des deux colonnes. Ceci a été évalué en plaçant les charges cumulées en magnésium, en manganèse et en calcium (minéraux neutralisants) en ordonnées, en fonction des charges cumulées en sulfates en abscisse. De plus, la composition totale initiale en minéraux neutralisants en fonction de la composition initiale en sulfates a été placée sur le graphique. Si la composition initiale se situe au-dessus de la courbe d'oxydation/neutralisation, il est considéré que le matériel épuisera son contenu en soufre avant d'épuiser son contenu en minéraux neutralisants. C'est ce qui est observé pour le minerai et la diabase lors des essais. Le minerai et la diabase sont donc jugés non générateurs d'acide.

POTENTIEL DE LIXIVIATION

COLONNE 1 – MINERAI

Les concentrations en argent se sont maintenues sous la LDR à partir de la 13e semaine d'essai (à noter que la LDR [0,00005 mg/L] était supérieure au critère RES [0,00003 mg/L]). Des valeurs supérieures à la LDR ont été mesurées aux semaines 0, 6, 9 et 12.

- Des concentrations en mercure supérieures à la LDR ont été notées aux semaines 0, 2, 9 et 25 de l'essai (à noter que la LDR [0,00001 mg/L] était supérieure au critère RES [0,0000013 mg/L]). Les concentrations sont demeurées sous la LDR pour toutes les autres semaines de l'essai.
- Un dépassement de la concentration maximale acceptable de rejet à l'effluent final de la D019 a été obtenu à la semaine 0 pour les MES.
- Les concentrations en cuivre, en plomb et en zinc sont demeurées sous les critères RES à partir de la 1ere ou de la 2e semaine d'essai.
- Aucun dépassement des critères RES n'a été obtenu lors de l'essai pour tous les autres métaux analysés.
- Aucun dépassement des concentrations acceptables (moyennes et maximales) de rejet à l'effluent final de la D019 n'a été obtenu lors de l'essai.

COLONNE 2 – DIABASE

- Les résultats des semaines 0, 1, 6, 9 et 11 étaient supérieurs à la LDR. Les concentrations se sont par la suite maintenues sous la LDR (à noter que la LDR [0,00005 mg/L] était supérieure au critère RES (0,00003 mg/L).
- Les concentrations en cuivre ont dépassé les critères RES aux semaines 0, 1, 3, 6, 7 et 16, mais se sont maintenues sous ces dernières à partir de la 17e semaine.
- Des concentrations en mercure supérieures à la LDR ont été notées aux semaines 0, 2, 3, 22 et 23 de l'essai (à noter que la LDR [0,00001 mg/L] était supérieure au critère RES [0,0000013 mg/L]). Les concentrations sont demeurées sous la LDR pour toutes les autres semaines de l'essai.
- Les concentrations en fer ont excédé la concentration maximale acceptable de rejet à l'effluent final de la D019 aux semaines 0 et 1, mais se sont maintenues sous cette dernière à partir de la semaine 2.
- Un dépassement de la concentration maximale acceptable de rejet à l'effluent final de la D019 a été obtenu entre les semaines 0 et 8 pour les MES.
- Les concentrations en baryum, en cadmium, en plomb et en zinc sont demeurées sous les critères RES à partir de la 4e semaine d'essai ou avant.

— Aucun dépassement des critères RES n'a été obtenu lors de l'essai pour tous les autres métaux analysés.

— Aucun autre dépassement des concentrations acceptables (moyennes et maximales) de rejet à l'effluent final de la D019 n'a été obtenu lors de l'essai.

À la lumière de ces résultats, bien que certains métaux aient été relargués en concentrations excédant les critères du RES et/ou les exigences de rejet à l'effluent final de la D019, le relargage s'est limité, dans la majorité des cas, aux premières semaines de l'essai, ce qui est dans la normalité pour ce type d'essais. Ainsi, pour la colonne de minerai, aucun dépassement n'a été observé après la 12e semaine d'essai, excepté pour le mercure (semaine 25). Pour la colonne de diabase, les dépassements des critères applicables cessent après la 11e semaine, excepté pour le mercure (semaines 22 et 23), et un résultat ponctuel à la 16e semaine pour le cuivre.

Ainsi, des concentrations en mercure supérieures aux critères RES (à la LDR) ont été obtenues ponctuellement même à la fin de l'essai, et ce, pour les deux colonnes. Comme le comportement du mercure ne semble pas suivre de tendance claire à la baisse, le minerai et la diabase seraient considérés lixiviables en mercure même après 25 semaines. Ces résultats supposent que le minerai et la diabase sont également potentiellement lixiviables, à court terme uniquement, pour certains métaux ([minerai : argent, cuivre, plomb, zinc], [diabase : argent, baryum, cadmium, cuivre, fer, plomb, zinc]). Le relargage de métaux est toutefois limité.

Le tableau 5 présente un résumé des résultats.

Tableau 5 Sommaire des dépassements des critères RES et des exigences à l'effluent final de la D019 au cours des essais en colonnes

Colonne	Paramètre	Dépassement D019[1, 2]	Dépassement RES
Colonne 1 - Minerai	Argent	-	Semaines 0, 6, 8, 9, 12
	Cuivre	-	Semaines 0 et 1
	Mercure	-	Semaines 0, 2, 3, 9, 25
	Plomb	-	Semaine 0
	Zinc	-	Semaine 0
Colonne 2 – Diabase	Argent	-	Semaines 0, 1, 6, 7, 8, 9, 11
	Baryum	-	Semaine 0
	Cadmium	-	Semaine 0
	Cuivre	-	Semaines 0, 1, 3, 6, 7, 16
	Fer	Semaines 0 et 1	-
	Mercure	-	Semaines 0, 2, 3, 22, 23
	Plomb	-	Semaines 0, 1, 3
	Zinc	-	Semaines 0, 1, 3
	Matières en suspension	Semaines 0 à 8	-

MISE À JOUR DE LA MODÉLISATION DE LA QUALITÉ DE L'EAU DE SURFACE (2021)

Des modélisations hydrogéochimiques ont été réalisées afin d'évaluer la qualité de l'eau à l'effluent final principal du site, soit à la sortie du bassin de gestion des eaux nord, ainsi que la qualité de l'eau de la fosse en période de postrestauration, une fois que cette dernière se sera remplie.

Une première modélisation avait été effectuée en 2018 et ne considérait que les résultats primaires partiels des essais cinétiques sur les stériles et les résidus, qui étaient toujours en cours au moment de la réalisation de cette modélisation. Les modélisations ont été mises à jour en 2019 en considérant les résultats complets de ces essais cinétiques, soit sur une période de 50 semaines. Une seconde mise à jour a été effectuée en 2021 suite à l'optimisation du plan d'aménagement et de la conception du projet (WSP, 2021). Cette dernière modélisation a été basée sur les données du bilan hydrique mis à jour par Golder (2021).

Ainsi, concernant la qualité de l'eau se retrouvant dans le bassin de rétention principal (nord) qui recueillera la totalité des eaux de contact, les résultats obtenus montrent que le pH à l'effluent du bassin de sédimentation devrait se maintenir entre 7,4 et 7,7 et que les concentrations en métaux dans l'effluent se maintiennent sous les concentrations moyennes mensuelles recommandées par la D019 à l'exception des concentrations en arsenic en conditions sèches. Selon les prévisions, les concentrations en arsenic respecteront la D019 généralement en mai et juin mais excèderont le critère (0,2 mg/L) lorsque les précipitations décroissent au cours de l'été et ce, dans les environs de l'an 8.

Quant à eux, les résultats de la modélisation concernant la qualité de l'eau de la fosse montrent que la qualité de celle-ci respectera les recommandations de la D109 lorsque la fosse sera remplie. Lors de la fin du remplissage de la fosse, le pH se maintiendra à 8 et l'arsenic dissous se maintiendra en dessous du critère de 0,2 mg/L de la D019. Toutefois, lors du remplissage, les teneurs en arsenic excèderont le critère de la D019 jusqu'à l'an 62 post-fermeture, mais les concentrations diminueront à mesure que la fosse se remplira.

2.7 AUTORISATIONS DIVERSES

Au stade du projet actuel, aucune autorisation n'a été obtenue. Toutefois, Galaxy requerra toutes les autorisations nécessaires à la réalisation des différentes étapes du projet au moment opportun.

3 DESCRIPTION DU SITE

L'information contenue aux sections suivantes a été tirée principalement d'une étude de préfaisabilité ayant été réalisée pour le projet (G Mining Services, 2021), et de la version révisée l'ÉIE (WSP, 2021b) du projet de mine de lithium Baie-James, ainsi que des informations fournies par Galaxy.

3.1 MÉTHODE D'EXPLOITATION

À l'heure actuelle, il est estimé que la mine sera en exploitation pour une durée de 18,5 ans. L'extraction du minerai sera réalisée par une fosse à ciel ouvert (carte 1), qui aura une longueur d'environ 2 km sur un axe nord-ouest/sud-est et une largeur d'environ 500 m. Ainsi, la fosse à ciel ouvert aura une empreinte d'environ 51,09 ha. La figure 1 présente la l'empreinte détaillée de la fosse.

L'extraction du minerai de la fosse impliquera l'utilisation d'explosifs en vrac pour le dynamitage de production. Des explosifs à l'ANFO et à émulsion seront utilisés à parts égales. Pendant les mois humides (de mai à octobre), des explosifs à émulsion en vrac seront utilisés tandis que les explosifs à l'ANFO le seront pendant les mois secs (de novembre à avril).

Le minerai et les stériles seront transportés sur plusieurs routes de halage présentées sur la carte 4 1 de l'étude d'impact (WSP, 2021b). Les routes de halage feront 25 m de large et reposeront sur une fondation acceptable pour la machinerie lourde afin de soutenir les tombereaux de 100 tonnes proposés. Les camions sortiront de la fosse par l'une des trois rampes. Le minerai sera transporté vers le concasseur situé à 960 m ou à 1 200 m dépendamment de la rampe utilisée. Le minerai sera déposé dans le concasseur et trié, puis envoyé dans la pile de minerai concassé (dans un dôme) située dans le secteur de l'usine de traitement. Les stériles seront transportés vers une des haldes à stériles. Les stériles seront déchargés conformément à un plan de dépôt prédéterminé et un bouteur aplanira les matériaux reçus.

L'estimation des volumes et quantités de stériles, de minerai et de mort-terrain qui seront extraits au cours des années d'exploitation de la mine est présentée au tableau 6 (G Mining Services, 2021).

Tableau 6 Quantités annuelles de matériaux extraits et produits lors de l'exploitation du projet de mine de lithium Baie-James

Matériau	X 1000m^3			X 1000 tonnes		
	Minerai	Stériles	Mort-terrain	Minerai	Stériles	Mort-terrain
A-1	68	664	240	184	1 838	479
A1	743	1 814	484	2 007	5 025	968
A2	741	2 183	0	2 000	6 046	0
A3	749	1 858	415	2 022	5 148	830
A4	762	1 908	329	2 057	5 286	657
A5	741	2 161	7	2 000	5 986	14
A6	913	1 908	126	2 464	5 284	252
A7	741	1 932	324	2 000	5 353	647
A8	741	2 816	525	2 000	7 800	1 049
A9	741	3 049	96	2 000	8 445	191
A10	730	3 259	1	1 971	9 027	2
A11	741	3 196	74	2 000	8 852	148
A12	589	3 397	0	1 591	9 409	0
A13	657	3 330	0	1 775	9 225	0
A14	715	3 274	0	1 930	9 070	0
A15	741	2 438	123	2 000	6 754	246
A16	741	2 514	160	2 000	6 964	319
A17	741	2 166	0	2 000	6 000	0
A18	741	2 560	0	2 000	7 092	0
Dernière année	334	470	0	902	1 301	0

Note : Le détail de la production minière est disponible pour la durée de vie du projet (18,5 ans).

Source : G Mining Services, 2021

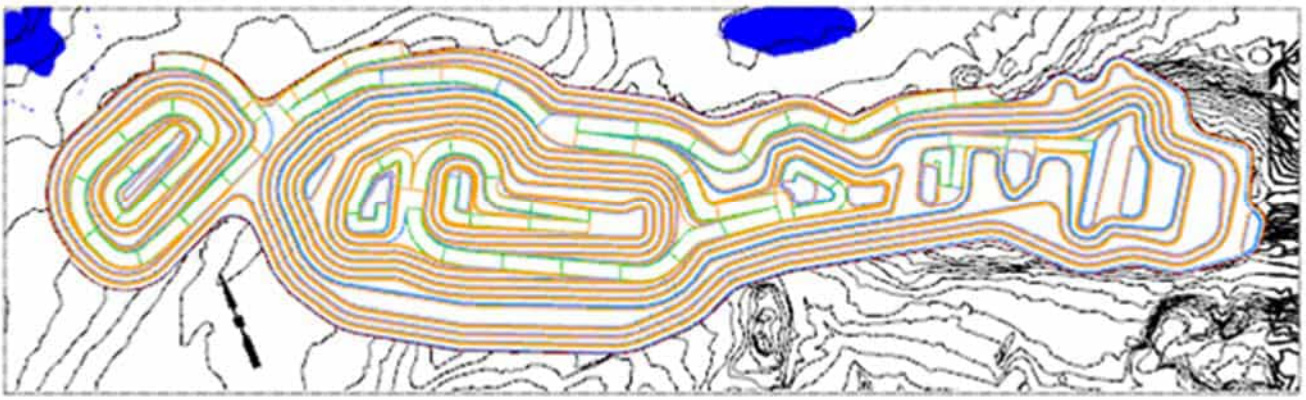


Figure 1 Vue en plan du design prévu de la fosse

3.2 MÉTHODE DE TRAITEMENT DU MINERAI

3.2.1 DESCRIPTION DU PROCÉDÉ

Le traitement du minerai est classé comme procédé par SMD. Le concentrateur peut traiter deux millions de tonnes par année de minerai de spodumène, avec une production nominale de concentré de spodumène variant de 317 107 à 378 036 tonnes selon les années (41 t/h). Les critères de conception du procédé sont résumés dans le tableau 4-8. Les critères de conception sont fondés sur les normes de l'industrie, l'expérience professionnelle de même que sur les calculs et les données fournies par GLCI.

L'humidité moyenne contenue dans le minerai d'alimentation est estimée à 5 %, alors que celle des résidus miniers est estimée à 11,4 %. Les sections suivantes fournissent plus de détails sur les principales étapes de traitement du minerai.

Tableau 7 Critères de conception du procédé pour traitement

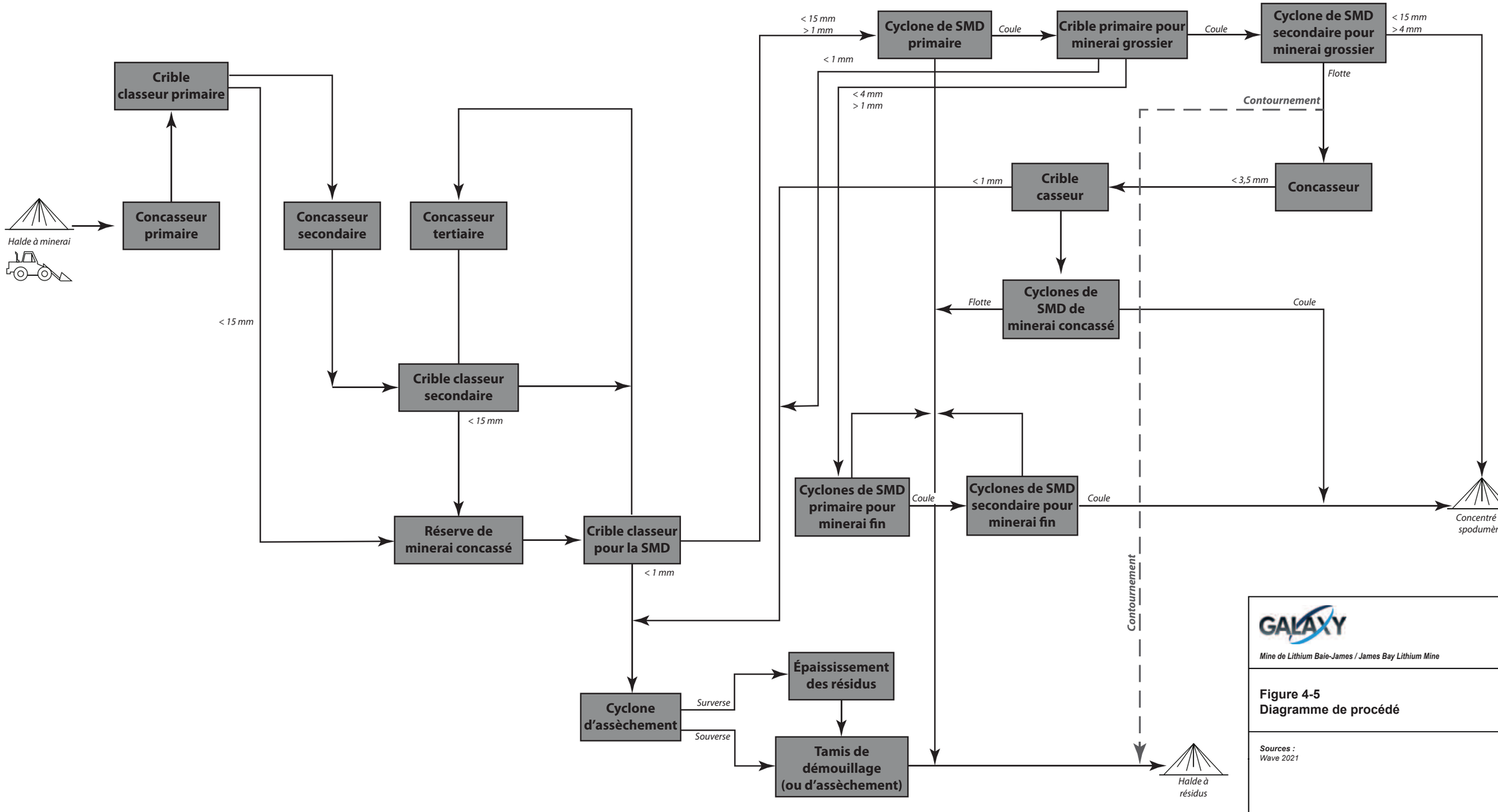
PARAMÈTRE	UNITÉ	CRITÈRE DE CONCEPTION
Calendrier d'exploitation		
Production nominale	t/an	2 000 000
Jours d'exploitation par année	j	365
Quarts de travail par jour	nº	2
Heures par quart	h	12
Calendrier des activités de concassage		
Utilisation globale du circuit de concassage	%	68,5
Heures d'utilisation du circuit de concassage	h	6 000
Rythme moyen de concassage requis (à sec)	t sèche/h	333
Rythme moyen de concassage requis (humide)	t humide/h	344
Facteur d'augmentation de conception	%	20
Taux de concassage de conception	t humide/h	412
Calendrier du fonctionnement du circuit de la SMD		
Utilisation du circuit de la SMD	%	85
Heures efficaces de traitement journalières	h	20,4
SMD moyenne requise	t sèche/h	269
Caractéristiques du minerai		
Teneur du minerai d'alimentation[a]	% de Li_2O	1,30-1,46
Caractéristiques du produit		
Recouvrement	%	66,5
Teneur du concentré	% de Li_2O	6
Production nominale de lithium	t/a de Li_2O	18 850
Production de concentré de lithium à 6,0 % de Li_2O	t/a	310 500
Caractéristiques du minerai d'alimentation		
Densité du minerai[b]	t/m³	2,73
Densité apparente du minerai concassé	t/m³	1,7
Taille du minerai d'alimentation		
F_{100}[c]	mm	700
F_{80}[c]	mm	360

a Teneur du minerai d'alimentation : La première conception se fondait sur la teneur moyenne des ressources minérales avant l'achèvement du design de la mine, ce qui a mené à une estimation de la teneur moyenne égale à 1,43 % de Li_2O. La différence est jugée acceptable par l'ingénieur de procédé.

b Densité : la conception proposée utilisait une étude précédente comme source de données. La différence avec la nouvelle densité (2,7) est jugée acceptable par l'ingénieur de procédé.

c Si 100 % des matériaux ont une taille inférieure à une dimension donnée, on parle alors de F100, le même principe s'applique pour F80 (80 % des matériaux ont une taille inférieure à une dimension donnée).

La figure 2 montre le schéma de procédé de l'usine de traitement du minerai (tiré de l'étude d'impact, figure 4-5).



GALAXY

Mine de Lithium Baie-James / James Bay Lithium Mine

Figure 4-5
Diagramme de procédé

Sources :
Wave 2021

Juillet 2021

Dessin : A. Masson
Approbation : C. Martineau
201-12362-00_f4-4_wsp311_process_flow_210629.ai

wsp

ÉTAPES PRÉPARATOIRES À LA SÉPARATION EN MILIEU DENSE

Les étapes préparatoires à la SMD sont conçues pour classer le minerai en fractions de taille distinctes. Le minerai est d'abord passé dans un concasseur primaire et ensuite acheminé sur un tamis de calibrage primaire. Ce crible classeur primaire est un tamis vibrant, incliné, à double étage avec une maille supérieure de 30 mm et une maille inférieure de 15 mm. Le minerai de taille inférieure à 15 mm est envoyé directement dans la réserve de minerai concassé. Le minerai grossier de ce tamis est dirigé dans un concasseur secondaire et ensuite acheminé vers un crible identique au crible primaire, avec une maille supérieure de 20 mm et une maille inférieure de 15 mm. Le minerai sous-dimensionné est alors envoyé dans la réserve de minerai concassé. Le minerai surdimensionné du tamis secondaire est acheminé à travers un concasseur tertiaire et renvoyé vers le tamis de calibrage secondaire. Le minerai est ainsi recyclé dans le circuit de concassage jusqu'à ce qu'il soit inférieur à -15 mm de granulométrie. Le minerai broyé est par la suite transféré par un convoyeur d'alimentation vers la zone SMD.

SÉPARATION EN MILIEU DENSE

La SMD reçoit tous les flux (> 1 mm, <15 mm) du crible. Après les étapes de préparation initiales, le minerai concassé est mélangé avec du ferrosilicium (FeSi) et pompé vers les cyclones de SMD. La pulpe de FeSi agit comme un agent de densification qui permet la séparation par gravité du spodumène des minéraux présentant une densité inférieure. Le spodumène a généralement une densité plus élevée que celle des minéraux de la gangue et, par conséquent, le spodumène coule pendant que le matériau de la gangue flotte.

La sousverse du cyclone de SMD est déshydratée et pompée vers le tambour magnétique pour récupérer le FeSi et éliminer l'eau. L'eau retirée est réutilisée dans la SMD. Le produit résultant est le concentré de spodumène qui sera préparé pour le transport.

La surverse du cyclone de SMD se dirige vers un séparateur magnétique humide où le matériau ferromagnétique est séparé à l'aide d'une matrice d'extraction ferromagnétique. Après cette séparation, le produit est asséché et le FeSi récupéré. Ce produit correspond aux résidus. Les résidus sont envoyés au convoyeur de transfert pour traitement et épaississement.

CHARGEMENT

Les résidus sont mis sur le convoyeur de transfert des résidus à partir des flux de SMD, des cribles et du bac d'épaississement des résidus. Le matériau est acheminé via le convoyeur des résidus vers la trémie de chargement des résidus. Les camions de halage miniers circulent pour transporter les résidus vers les haldes à stériles.

Le concentré de spodumène asséché se déplace sur le convoyeur jusqu'au dôme où il est chargé dans des camions pour être expédié à Matagami où il sera mis sur des trains. Le concentré sera alors transporté vers une autre usine où il devra subir un second traitement. Au moment opportun, GLCI réalisera une analyse d'opportunité économique de marché pour la transformation au Québec conformément à l'article 101 de la Loi sur les mines. Or, dans le cadre de la présente étude, les activités considérées s'arrêtent à l'expédition du concentré jusqu'à Matagami.

3.2.2 MOYEN DE SÉPARATION

Le ferrosilicium est un agent inerte dans le procédé de la SMD. Il est ajouté au traitement à un rythme de 0,2 t/heure. **Le** FeSi est disponible en vrac dans des sacs d'une tonne. Il sera transporté sur le site et entreposé dans l'entrepôt à produits de SMD. En plus du FeSi, du nitrite de sodium et de la chaux sont utilisés pour prévenir la corrosion. Le nitrite de sodium et la chaux seront envoyés dans des sacs de 20 kg et comme le FeSi, entreposés dans l'entrepôt à produits du SMD. Concernant les quantités requises, environ 0,5 kg de nitrite de sodium et 2 kg de chaux sont nécessaires par tonne de FeSi.

3.2.3 FILTRATION DES RÉSIDUS

Les résidus seront filtrés avant d'être acheminés sur les haldes à stériles. Les résidus sont de deux tailles possibles : 15/+4 mm (44,5 % du volume) et -4/ <1 mm (55,5 %).

Les deux classes de taille seront déshydratées par un tamis pour obtenir un pourcentage d'humidité inférieur à 10 % w/w. Chacun des flux de résidus est déchargé sur son convoyeur dédié où un échantillonneur automatique prélève un échantillon qui est analysé pour déterminer la teneur en humidité.

3.2.4 TRAITEMENT DES RÉSIDUS

Les résidus grossiers provenant de diverses zones de l'usine sont alimentés directement sur le stock de résidus via un transfert convoyeur. Les sources de queues grossières sont énumérées ci-dessous :

- flotteurs primaires en SMD grossier;
- écran de dessablage principal surdimensionné;
- flotteurs SMD secondaire fins/ré-broyage;
- tamis secondaire de dessablage grossier surdimensionné;
- tamis secondaire de dessablage fin/ré-broyé surdimensionné.

Les flux de résidus de fines qui nécessitent une déshydratation ou une séparation supplémentaire sont déshydratés dans des cyclones d'assèchement à deux queues. La sous-verse du cyclone est transmise à un réservoir d'alimentation du filtre de résidus et le trop-plein du cyclone à la boîte d'alimentation de l'épaississeur de résidus, où il est mélangé avec du floculant dilué et introduit dans un épaississeur de 13 m de diamètre.

Les sources de queues fines sont énumérées ci-dessous :

- effluent du séparateur magnétique à piégeage SMD;
- débordement du cyclone de déshydratation SMD;
- matériel renvoyé des puisards de déversement.

Le trop-plein de l'épaississeur de résidus est collecté et réutilisé comme eau de traitement.

La concentration en solides de sous-verse est d'environ 60 % p/p et ce matériau est combiné avec le courant de sous-verse du cyclone de déshydratation des résidus dans le réservoir d'alimentation du filtre de résidus. La suspension combinée est pompée vers un filtre à résidus et mélangée à un floculant plus dilué en ligne avant le processus de filtration. Le filtre à queue est un filtre à bande qui produit un gâteau solide avec moins de 12% d'humidité. Le filtrat est recyclé dans l'épaississeur. Le gâteau de filtration est envoyé aux résidus.

Une fois que tous les résidus ont été traités de manière appropriée, ils sont transportés sur la pile de résidus et à partir de là, ils peuvent être retirés par FEL et transportés vers la pile de résidus filtrés

3.2.5 RÉACTIFS

FLOCULANT

Le floculant est utilisé comme milieu d'agglomération dans la zone de traitement des résidus pour aider à séparer l'eau des solides.

Le floculant est livré sur site sous forme de poudre dans des sacs de 25 kg. Les sacs sont hissés au-dessus de la trémie de poudre de floculant et fendus. De la trémie, le matériau est déchargé dans le cône chauffé par floculant. La poudre est ensuite transportée dans le réservoir de mélange de floculant où elle est mélangée à de l'eau potable et homogénéisée par un agitateur de réservoir de mélange de floculant. La concentration de la solution résultante est d'environ 0,25 % p/v. La solution est ensuite stockée dans le réservoir de stockage de floculant.

Depuis le réservoir de stockage, le floculant est envoyé à l'un des mélangeurs en ligne de floculant, puis à l'épaississeur de résidus ou au filtre à bande de résidus par des pompes doseuses.

CHAUX

La chaux éteinte sera livrée sur le site dans des sacs de 20 kg, et pendant les arrêts prolongés de l'usine, elle est ajoutée au besoin pour maintenir un pH supérieur à 8,5 dans les puisards de FeSi afin d'empêcher la corrosion du FeSi. En principe, 2 kg de chaux hydratée par tonne de FeSi sont ajoutés, et cela dépend du pH initial de la suspension de FeSi dans le puisard.

AUTRES CONSOMMABLES

L'eau brute est utilisée dans diverses zones autour de l'usine et fournit une source d'eau de glande et d'eau d'incendie à utiliser en cas d'urgence.

L'eau brute provenant d'un approvisionnement local est acheminée dans le réservoir d'eau brute/d'incendie qui est équipé d'un réchauffeur à utiliser au besoin pour garantir que l'eau ne gèle pas pendant les mois les plus froids. L'eau est déchargée du réservoir dans l'un des deux cours d'eau en fonction de son utilisation en aval. Dans le premier flux, il alimente le réservoir d'eau de procédé 2 ou bien il est envoyé à la ligne de distribution d'eau brute.

L'eau provenant du trop-plein de l'épaississeur de résidus est recueillie dans l'un des deux réservoirs d'eau de traitement et envoyée à la conduite principale d'alimentation en eau de traitement.

L'eau peut également être recyclée dans le réservoir d'eau de traitement 2 selon les besoins.

L'eau de traitement est filtrée par l'un des deux filtres à eau presse-étoupe et collectée dans le réservoir d'eau presse-étoupe.

Depuis le réservoir d'eau du presse-étoupe, l'eau du presse-étoupe est évacuée et distribuée dans la canalisation principale d'eau du presse-étoupe.

3.2.6 MOYEN DE SÉPARATION

Le ferrosilicium est un agent inerte dans le procédé de la SMD. Il est ajouté au traitement à un rythme de 0,2 t/heure. FeSi est disponible en vrac dans des sacs d'une tonne. Il sera transporté sur le site et entreposé dans l'entrepôt à produits de SMD. En plus du FeSi, du nitrite de sodium et de la chaux sont utilisés pour prévenir la corrosion. Le nitrite de sodium et la chaux seront envoyés dans des sacs de 20 kg et comme le FeSi, entreposée dans l'entrepôt à produits du SMD. Concernant les quantités requises, environ 0,5 kg de nitrite de sodium et 2 kg de chaux sont nécessaires par tonne de FeSi.

3.2.7 FILTRATION DES RÉSIDUS

Les résidus seront filtrés avant d'être acheminés sur les haldes à stériles. Les résidus sont de deux tailles possibles : 15/+4 mm (44,5 % du volume) et -4/ <1 mm (55,5 %).

Les deux classes de taille seront déshydratées par un tamis pour obtenir un pourcentage d'humidité inférieur à 10 % w/w. Chacun des flux de résidus est déchargé sur son convoyeur dédié où un échantillonneur automatique prélève un échantillon qui est analysé pour déterminer la teneur en humidité.

3.3 AMÉNAGEMENT DU SITE DE LA MINE

La section suivante met en évidence les principales composantes du projet. La mine comprend essentiellement la zone d'exploitation à ciel ouvert (fosse), les haldes à stériles et résidus miniers (ci-après nommés « halde à stériles »), la halde à dépôts meubles et matière organique ainsi que le secteur industriel et administratif (carte 1). Une aire d'entreposage qui servira à l'emplacement de l'usine de béton temporaire ainsi qu'un entrepôt à explosifs complètent le portrait général. Le tout est relié par des chemins d'accès et un réseau de fossés.

Les détails des diverses composantes du projet se trouvent dans les sections suivantes de cette section. Le tableau 8 résume les surfaces de chaque infrastructure mentionnée dans cette section, pour un total de 289,49 ha.

Tableau 8 Superficie des infrastructures

INFRASTRUCTURE	SUPERFICIE (HA)
Fosse à ciel ouvert	**51,09**
Haldes à stériles **et résidus miniers** (y compris bermes) **- Halde ouest (29,0 ha)** **- Halde nord (54,4 ha)** **- Halde sud-ouest (31,0 ha)** **- Halde est (58,1 ha)**	**172,05**
Halde à dépôts meubles et à matière organique (y compris bermes)	**25,36**
Secteur industriel et administratif	**15,13**
Usine à béton (phase de construction) / Cour d'entreposage (phase d'exploitation)	**3,74**
Usine de traitement de l'eau et stations de pompage	**0,65**
Entrepôt à explosifs	**0,78**
Routes et fossés	**20,70**
Total	**289,49**

3.3.1 AIRES D'ACCUMULATION

Les critères de conception des différentes haldes sont présentés au tableau 9.

AIRE D'ACCUMULATION DU MINERAI

Une aire d'entreposage du minerai sera aménagée près de l'usine de traitement du minerai. Le minerai dynamité sera d'abord stocké sur la halde à minerai. Cette halde a une capacité minimale de 20 000 tonnes (en vrac). La halde est conçue pour permettre l'accès aux camions et leur circulation ainsi que le dépôt temporaire du minerai dynamité.

Le minerai est classifié lixiviable pour différents paramètres (As, Mn, Cu, Zn, etc.) selon la définition de la D019, et des mesures de protection de la nappe phréatique et des eaux de surface sont prévues pour l'entreposage du minerai sur le site. Cependant, l'entreposage du minerai sera sporadique et ne sera que de courte durée avant d'être envoyé à l'usine de traitement. La pile de minerai ainsi que le bassin d'eaux industrielles (celui situé entre le camp et le concentrateur) seront imperméabilisés par une géomembrane en HDPE. Les eaux se drainant de la pile seront dirigées vers le bassin d'eaux industrielles et les eaux de ce bassin seront recirculées directement vers le concentrateur.

Choix des matériaux de construction

Afin de mener à bien les activités, soient le chargement du concasseur principal par un chariot élévateur frontal, la crête de la halde sera à une altitude d'environ 215 m; ce qui représente environ 8 m au-dessus du sol existant. Compte tenu du volume prévu de la halde, un secteur d'environ 120 m sur 140 m est nécessaire. Conformément aux réglementations en matière de sécurité, une berme périphérique dont la hauteur est supérieure au rayon de la plus grande roue des machines est nécessaire à la crête. La berme proposée aura une hauteur de 1,5 m. Une pierre (0 à 600 mm) d'un matériau adéquat sera utilisée pour construire la halde à l'altitude exigée.

La préparation du sol de fondation comprendra l'excavation et le nivelage du site afin de créer une surface au sol utilisable et facile d'entretien non sujette aux inondations ni à l'érosion. Dans le but d'éviter l'érosion des pentes extérieures, une couche de couvert végétal de 200 mm d'épais sera déposée. Pour la surface de roulement, une couche de roches concassées (de 80 mm maximum) de 150 mm d'épaisseur sera déposée sur une couche de base de 650 mm d'épaisseur composée de roches (0 à 450 mm).

Tableau 9 Principaux critères de conception des haldes

PARAMÈTRE	UNITÉ	VALEUR DU CRITÈRE
Potentiel de drainage acide des matériaux		
Stériles	Oui/non	Non
Résidus miniers	Oui/non	Non
Dépôts meubles (inorganique)	Oui/non	Non
Matière organique	Oui/non	S.O.
Teneur en eau des matériaux		
Stériles	% p/p	3
Résidus miniers	% p/p	12
Dépôts meubles (inorganique)	% p/p	15
Matière organique	% p/p	75
Pente globale		
Stériles et résidus miniers	H:1V	2,5 H:1V
Dépôts meubles et matière organique	H:1V	5 H:1V
Densité sèche spécifique (en vrac)		
Stériles	t/m³	2,2
Résidus miniers	t/m³	1,70
Dépôts meubles (inorganiques)	t/m³	2,0
Matière organique	t/m³	1,22
Minerai d'alimentation (pegmatite)	t/m³	1,74-1,76
Capacités d'entreposage		
Tonnage de stériles	Mt	129,9
Tonnage de résidus miniers filtrés	Mt	31,4
Volume des stériles (en vrac)	Mm³	59
Volume des résidus miniers filtrés (en vrac)	Mm³	18,5
Dépôts meubles et matière organique (en vrac)	Mm³	3,4
Aléa sismique		
AMS : Accélération horizontale maximale du sol dans les « sols fermes » avec une probabilité d'occurrence de 0,02 sur 50 ans	G	0,038
K : Coefficient sismique horizontal retenu pour les analyses de stabilité en conditions pseudo-statiques	G	0,019

Source : G Mining Services, 2021

Drainage

Le nivelage du site sera conforme aux éléments suivants :

- concevoir un système de gestion des eaux de surface pour la plateforme;
- fournir une inclinaison de surface adéquate pour la plateforme afin de minimiser le ruissellement pluvial sur celle-ci.

La conception de l'aire d'accumulation de minerai comprend une couche imperméable. La halde à minerai sera nivelée selon une pente descendante de 2 % vers un fossé gravitaire et une station de pompage conçu (si requis en ingénierie de détail) de façon à permettre aux eaux ayant été en contact avec la halde d'être évacuées vers le bassin de sédimentation du secteur industriel et administratif. Un fossé périphérique sera construit aux points bas du terrain naturel. Lorsque requis, une berme sera construite pour faciliter l'acheminement de l'eau de ruissellement vers les fossés gravitaires. La hauteur de la berme sera conforme aux exigences en matière de structures de rétention de l'eau énoncées dans la D019 ainsi que dans le *Code de sécurité pour les travaux de construction* (Gouvernement du Québec, 2018).

HALDE À DÉPÔTS MEUBLES ET MATIÈRE ORGANIQUES

Selon les données disponibles, les dépôts meubles sont composés d'un dépôt granulaire mélangé avec une faible portion de sol cohérent. En raison des propriétés hétérogènes des dépôts meubles, il a été recommandé d'intégrer une couche de protection sur la surface de la pente de la halde. Cette couche sera composée de matériau granulaire choisi, plus homogène, qui aura un meilleur comportement au frottement pour assurer la stabilité de la pente. Cette couche de protection sera compactée afin d'offrir la résistance au cisaillement nécessaire.

La halde à dépôts meubles et à matières organiques proposée se composera d'un remblai dont la hauteur maximale (selon l'altitude au sol) s'élèvera à environ 16 m (figure 3). L'altitude maximale de la halde est de 220 m. Celle-ci sera montée au cours des années et sa géométrie générale sera la suivante :

- largeur de la bande périphérique : 15 m;
- déviation maximale de la berme : 5 m;
- hauteur maximale de la berme : 20 m;
- pente locale de la berme – 2,25 H : 1V.

Une digue périphérique en pierres (0-1 000 mm) sera construite autour de la halde. De plus, des routes d'accès, espacées d'environ 100 m, seront construites. Les routes seront utilisées par les camions pour circuler sur la halde de manière sécuritaire tout en déchargeant la matière organique. Un bouteur pourra ensuite être utilisé pour étendre et compacter le matériau. Une pente douce de 6H : 1V est recommandée aux abords de la halde. Les volumes qui seront entreposés sur la halde sont résumés dans le tableau 10.

Tableau 10 Volumes cumulés de la halde à dépôt meuble et à matière organique

ANNÉES DE RÉFÉRENCE	DÉPÔTS MEUBLES (MM^3)
Année -1	0,24
Année 1	0,72
Année 3	1,14
Année 5	1,47
Année 10	2,54
Reste de VDM	2,90

Source : G Mining Services, 2021.

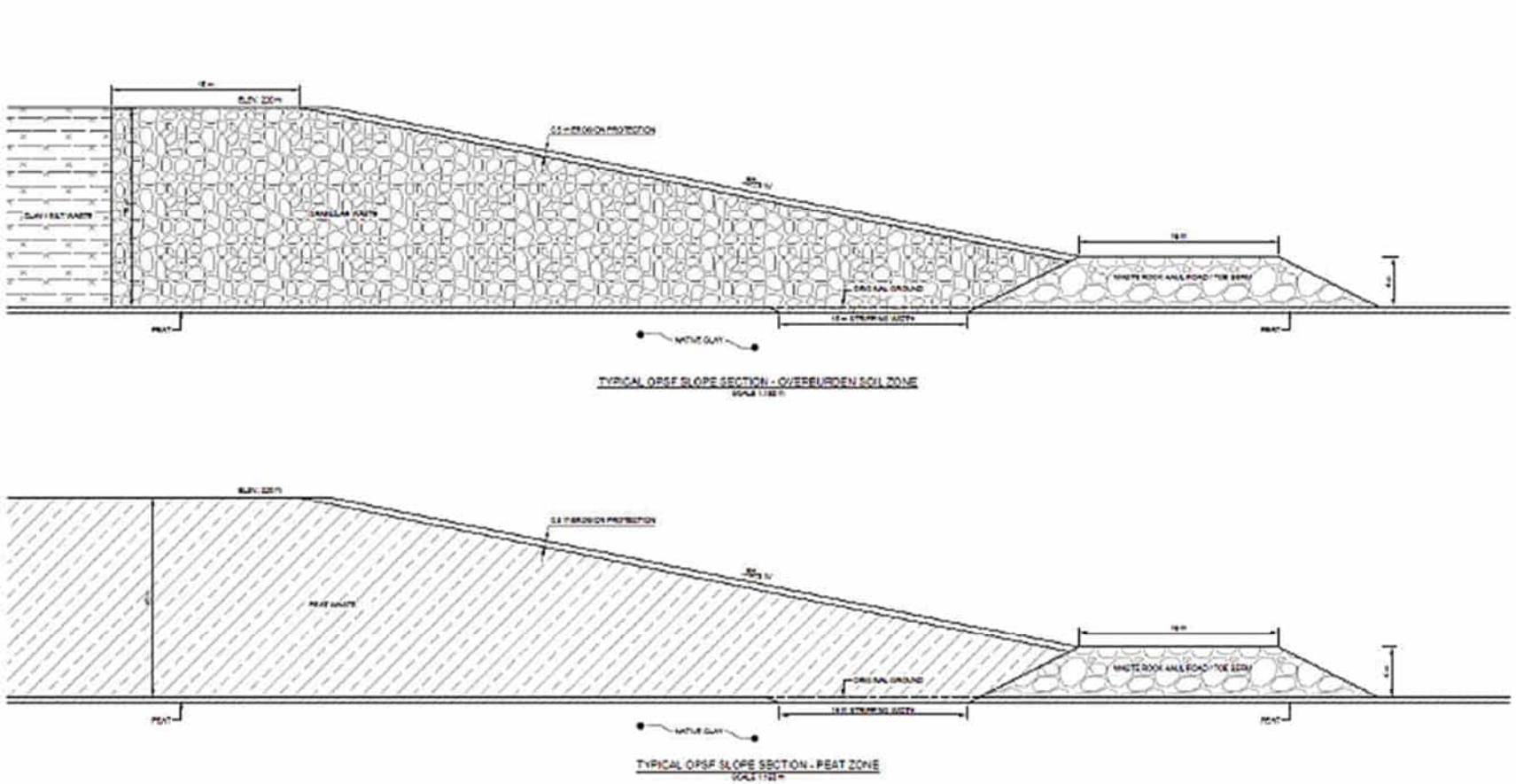


Figure 3 Coupes transversales de la halde à dépôts meubles et à matières organiques

Source : Golder Associates Ltd dans G Mining Services, 2021

AIRE D'ACCUMULATION DES STÉRILES ET DES RÉSIDUS MINIERS

Les stériles et les résidus miniers seront déposés dans quatre haldes nommées « haldes à stériles » dans la présente étude (carte 1). Également, une partie des stériles sera déposée dans la partie nord-ouest de la fosse lorsque celle-ci sera épuisée.

Les stériles miniers et les résidus filtrés combinés seront entreposés sur quatre différentes haldes nommées « ouest », « nord-est », « sud-ouest » et « est ». L'ensemble des haldes à stériles ont été conçues pour recevoir un total de 31,4 Mt (approximativement 18,5 Mm^3) de résidus filtrés solides et 129,9 Mt (approximativement 59,0 Mm^3) de stériles miniers. La halde à stériles est s'étendra dans l'extrémité sud-est de la fosse (après l'extraction de toutes les réserves disponibles) afin d'y déposer des stériles miniers.

Les haldes à stériles ont été conçues en prenant en considérant les propriétés du site, les critères de conception de la D019 (MELCC, 2012), ainsi que du Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec (MERN, 2017). La conception assume que les sols de la fondation ont une perméabilité suffisamment faible pour respecter le taux maximal d'infiltration permis dans la D019. Les sols présents aux emplacements prévus sont décrits comme un dépôt granulaire de sable et de silt non cohésifs. Les taux d'infiltration mesurés sous les haldes à stériles sont inférieurs à 3,3 L/m^2/jour (WSP, 2021c).

La localisation des haldes à stériles a été déterminée afin de minimiser les distances de halage à partir de la fosse. Toutes les haldes seront à une distance minimale de 60 m de la ligne des hautes eaux des cours d'eau et des lacs, à l'exception de la halde à stériles est qui traverse un segment d'un cours d'eau intermittent drainant le lac Kapisikama. Il était déjà prévu que ce lac soit asséché durant les opérations de la fosse. Les propriétés des quatre haldes à stériles sont présentées dans le tableau ci-dessous.

Tableau 11 Résumé des propriétés des haldes à stériles

Halde à stériles	Empreinte finale au sol (ha)	Élévation finale de la crête (m)	Hauteur finale (m)	Pente
Ouest	29,0	260	53	2,5
Nord-est	54,4	290	83	2,5
Sud-ouest (JB1)	31,0	270	62	2,5
Est	58,1	280	68	2,5

Conformément au plan de minage, le diamètre des blocs sera de 900 mm au maximum, avec un F50 moyen de 200 mm.

Le tableau 12 résume les valeurs minimales des facteurs de sécurité pour la stabilité des pentes des haldes à stériles recommandées dans les lignes directrices applicables de l'Association canadienne des barrages (ACB) et dans la D019. Pour la fermeture de la mine, la remise en état de la surface des haldes à stériles sera requise. Le guide pour la préparation des plans de réaménagement et de restauration des sites miniers du Québec (MERN, 2017) recommande des valeurs minimales des facteurs de sécurité conformes à celles présentées dans le tableau ci-dessous tandis que la figure 4 illustre la coupe transversale type.

Tableau 12 Valeurs minimales des facteurs de sécurité recommandés pour la stabilité des haldes à stériles

Conditions	Facteur de sécurité
Court terme	1,3
Long terme	1,5
Pseudo-statique	1,1
Après un tremblement de terre (si applicable)	1,3

Plan de déposition

Les stériles et résidus miniers seront déposés sur une fondation solide. Il n'y a pas d'argile sous les haldes, à l'exception de la halde sud-ouest où il y a une couche d'environ 1,5 m. La couche arable et la tourbe seront dégagées sur la périphérie. Ces matériaux seront soit stockés dans la halde à matière organique ou stockés temporairement à proximité pour être utilisés comme matériaux en restauration progressive de la halde.

La méthode de co-disposition consiste à construire une halde mixte en mélangeant les deux types de matériaux dans le même site. Cette méthode n'a pas été choisie en fonction des caractéristiques géochimiques des matériaux qui seront entreposés bien que les caractéristiques géochimiques des matériaux aient tout de même été considérées. L'empilement sera fait en conditions non-saturées. Ainsi, des cellules de résidus miniers seront aménagées à l'intérieur des haldes et encapsulées par les stériles miniers tout en aménageant une couche de transition entre les deux afin d'éviter la migration des particules. La conception détaillée de l'agencement intérieur en matière d'emplacement des stériles et des résidus miniers sera réalisée ultérieurement (ingénierie de détail).

La co-déposition offre notamment les avantages suivants :

- une amélioration de la stabilité physique de la pente de la halde dans les zones de remblais des stériles;
- une consolidation accélérée et une meilleure résistance au cisaillement des résidus;
- une réduction du risque de rupture du remblai et de perte de confinement des résidus;
- une réduction de la production de poussière et de l'érosion des résidus;
- une amélioration des opportunités de fermeture progressive.

La pente comprendra des bancs de 8,75 m pour une pente résultante moyenne de 2.3H:1V et des bermes d'au moins 5 m. Au sommet, la pente sera douce afin d'éviter la formation de mares et prévenir l'érosion hydrique. Les haldes atteindront une altitude variant entre 260 et 290 m, c'est à dire entre 53 et 83 m de hauteur au-dessus de l'environnement naturel environnant. Les volumes qui seront déposés dans les quatre haldes à stériles et à résidus miniers sont présentés dans le tableau 13.

DÔME DE CONCENTRÉ

Le concentré sera entreposé à sa sortie de l'usine dans un entrepôt de type dôme. Une dalle de béton constituera l'assise du dôme. Ainsi, le concentré ne sera pas exposé aux précipitations et n'entrera pas en contact avec le sol. Les camions seront chargés à partir de cet endroit.

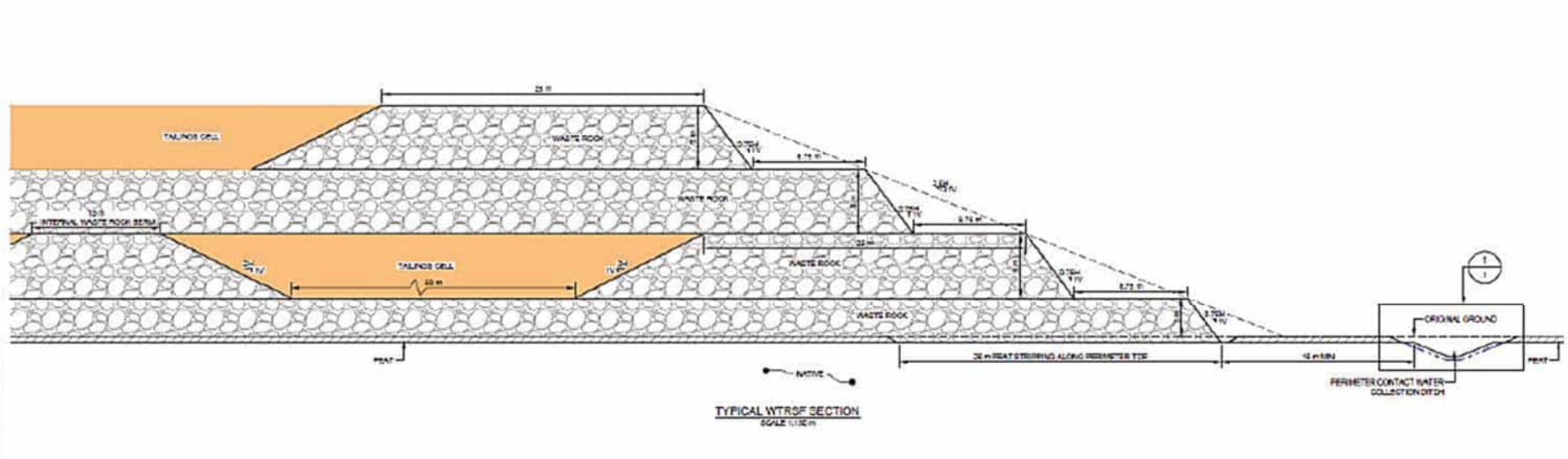


Figure 4 Haldes à stériles – Coupe transversale

Source : Golder Associates Ltd dans G Mining Services, 2021

Tableau 13 Volumes des matériaux déposés dans les haldes à stériles

ANNÉE DE RÉFÉRENCE	STÉRILES (M³)	RÉSIDUS MINIERS (M³)	TOTAL (M³)	HALDE À STÉRILES RECEVANT LES MATÉRIAUX
Année 1	2 284 233	1 000 000	3 284 233	Est
Année 2	2 748 020	1 000 000	3 748 020	Est
Année 3	2 339 979	1 000 000	3 339 979	Est
Année 4	2 402 750	1 000 000	3 402 750	Est
Année 5	2 720 712	1 000 000	3 720 712	Ouest
Année 6	2 401 705	1 000 000	3 401 705	Ouest
Année 7	2 433 218	1 000 000	3 433 218	Ouest
Année 8	3 545 455	1 000 000	4 545 455	Ouest
Année 9	3 838 761	1 000 000	4 838 761	Ouest
Année 10	4 103 404	1 000 000	5 103 404	Ouest
Année 11	4 023 522	1 000 000	5 023 522	Sud-ouest (JB1)
Année 12	4 276 935	1 000 000	5 276 935	Sud-ouest (JB1)
Année 13	4 193 224	1 000 000	5 193 224	Sud-ouest (JB1)
Reste de VDM	16 900 214	5 450 860	22 351 074	Nord-est
Total	58 212 134	18 450 860	76 662 994	-

Source : G Mining Services, 2021

3.3.2 AMÉNAGEMENT DU SECTEUR INDUSTRIEL ET ADMINISTRATIF

Le secteur industriel et administratif comprend les éléments suivants :

- un circuit de concassage en trois phases (situé à côté de la halde à minerai), des convoyeurs et un secteur de triage;
- une halde à minerai concassé (dans un dôme) et récupération;
- un bâtiment de séparation en milieu dense (SMD) (également nommé concentrateur);
- un bâtiment d'entreposage pour les produits de la SMD et les produits chimiques destinés à l'UTE;
- un réservoir pour l'épaississement des résidus miniers;
- deux réservoirs d'eau brute;
- un poste de chargement et d'empilement des résidus miniers;
- un secteur de stockage du propane;
- la halde à produit final (concentré de spodumène), dans un dôme et pour chargement;
- divers ateliers et entrepôts;
- plusieurs bâtiments administratifs et laboratoire;
- un pont bascule (balance) et une guérite;
- un poste extérieur à haute tension;

— un secteur d'entreposage du diesel;
— une clôture tout autour du secteur;
— le campement des travailleurs;
— le bâtiment pour les matières résiduelles.

La plupart des fondations des bâtiments seront en béton armé. Le bâtiment du concentrateur comprendra une structure en acier couverte par un placage métallique sur la dalle et les semelles de béton. L'équipement lourd sera soutenu par une fondation renforcée pour travaux lourds.

Les bâtiments de l'atelier et de l'entrepôt seront également inclus dans le bâtiment de SMD. Un bâtiment de deux étages sera situé à proximité du SMD et comprendra la zone administrative, la clinique et le laboratoire.

Tous les bâtiments seront isolés, chauffés et ventilés. Ils comprendront une porte d'accès pour le personnel. De plus, le bâtiment de l'atelier et l'entrepôt comprendront une porte en rouleau d'acier suffisamment large pour qu'un grand chariot élévateur puisse passer.

Certains bâtiments de l'usine, exception faite des installations de stockage au froid, sont conçus de façon à abriter un système de chauffage, ventilation et climatisation (CVC). Le système CVC sera plus énergivore en hiver, car la température peut chuter jusqu'à -45 °C. La chaleur des appareils CVC proviendra des appareils de chauffage au propane.

L'aire des services de la mine comprend :

— l'atelier de la mine, les services administratifs et un espace réservé au nettoyage des véhicules (un bâtiment);
— un entrepôt de mécanique;
— un stationnement pour les véhicules légers;
— une station de remplissage de diesel et un espace pour le stocker.

La zone de stockage de carburant située dans l'aire des services de la mine consistera en :

— deux réservoirs à diesel de 150 kilolitres à double paroi;
— un réservoir à fluide d'échappement diesel (FED), de 11 kilolitres à double paroi;
— une zone de remplissage des réservoirs;
— une station-service pour les véhicules lourds.

La figure 5 illustre l'aménagement général du secteur industriel et administratif.

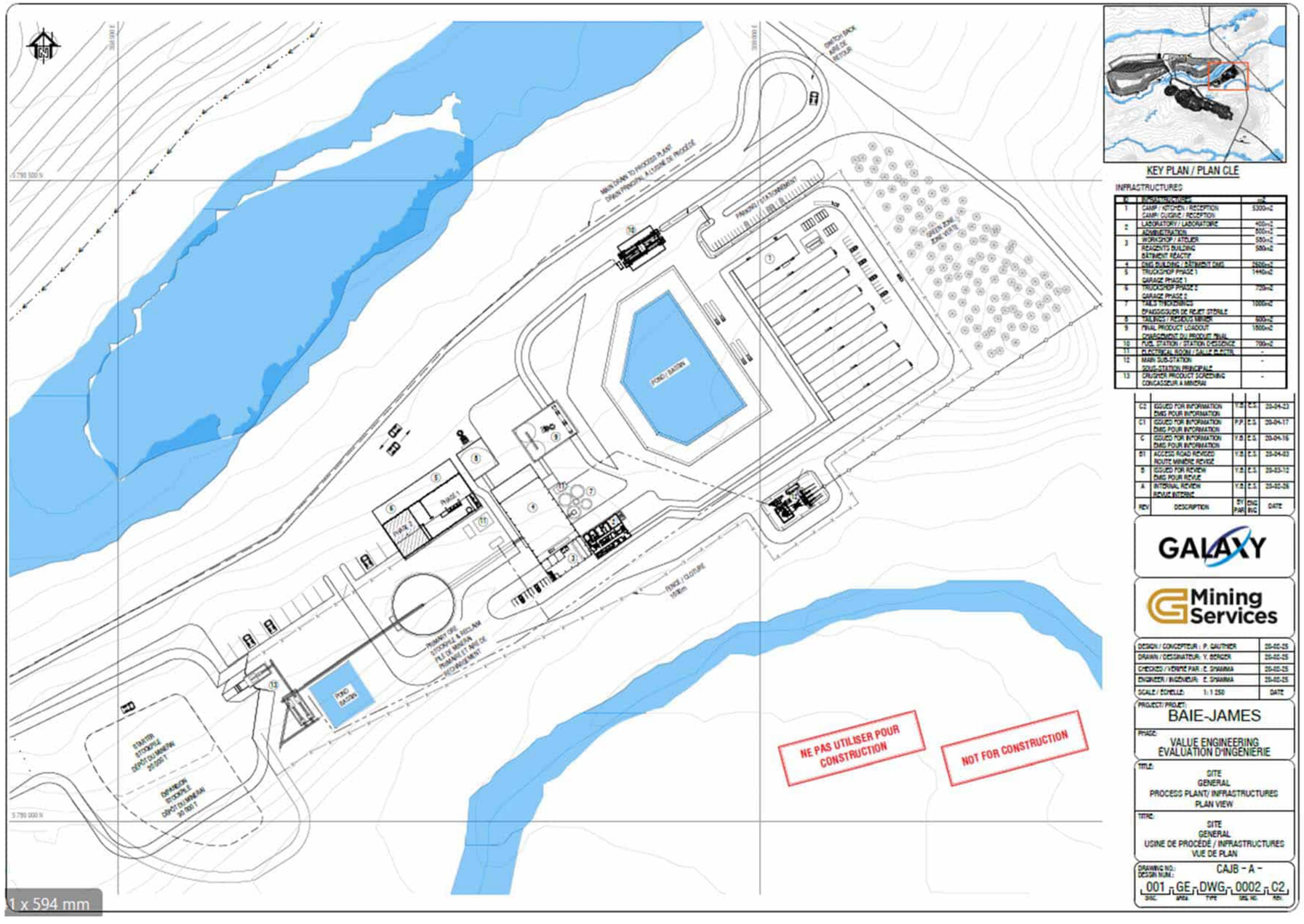


Figure 5 Vue du secteur industriel et administratif

Source : G Mining Services, 2021.

3.3.3 INFRASTRUCTURES ÉLECTRIQUES, DE TRANSPORT ET DE SOUTIEN

HÉBERGEMENT

Les bâtiments de type modulaire seront déposés sur pilotis ou sur cribbage et reliés les uns aux autres par des couloirs. Cette conception peut héberger jusqu'à 280 travailleurs en phase de construction, et 180 travailleurs en phase d'exploitation. La zone d'hébergement comprend les éléments suivants :

- des dortoirs répartis sur des ailes reliées par des couloirs (deux des dortoirs sont des installations temporaires qui ne seront présentes que lors de la phase de construction);
- une cuisine et une cafétéria;
- une salle commune (avec divans, etc.);
- une salle d'entraînement;
- une buanderie;
- des génératrices d'urgence;
- un système de traitement d'eau potable;
- des entrepôts frigorifiques dans des conteneurs maritimes.

INFRASTRUCTURES ÉLECTRIQUES

Pour le secteur industriel et le campement des travailleurs, la demande moyenne en électricité est estimée respectivement à 3,33 MW et 2,95 MW, pour une demande moyenne de 6,3MW, et des pics de 7,7 MW durant les mois hivernaux. Hydro-Québec est responsable de la mise en service de la ligne de transmission 69kV à partir de la ligne de transport d'électricité de 69 kV (L 614), située à 10 km au sud du site du projet. Cette ligne constituera la principale source d'approvisionnement en électricité du projet. Toutefois, cette solution présente des limites : même avec une réfection majeure du poste de la Nemiscau d'Hydro-Québec, la capacité totale en électricité sera limitée à un peu plus de 7,6 MW. C'est pour cette raison qu'une solution de rechange (propane) est nécessaire pour le chauffage des bâtiments du campement. De plus, l'utilisation intermittente de génératrices pourrait être requise pour répondre aux pointes de demande. Les plans actuels prévoient que cette demande supplémentaire sera satisfaite par l'utilisation de génératrices d'urgence au diesel.

INFRASTRUCTURES DE TRANSPORT

Le transport aérien sera le principal moyen de transport pour les travailleurs qui habitent à l'extérieur de la région. Galaxy organisera probablement des vols nolisés depuis Montréal et la région de l'Abitibi jusqu'à l'aéroport d'Eastmain et fournira un service de bus pour effectuer la navette entre cet aéroport et le site.

L'aéroport d'Eastmain qui est la propriété de Transports Canada, est situé à 130 kilomètres du site du projet. Il est prévu que l'aéroport soit agrandi afin de permettre le transport d'un plus grand nombre de passagers pour accommoder les besoins du projet. Toutefois, cet aéroport n'appartenant pas à Galaxy, ce dernier n'est pas considéré comme faisant partie du projet minier.

ROUTE D'ACCÈS AU SITE

La route proposée pour l'accès au site aura 12 m de large, 50 m de long et sera composée (de sa surface à sa base) de :

- une couche de base de 450 mm de pierre concassée de calibre 0-56 mm, compactée;
- un sol de fondation d'une profondeur allant jusqu'à 1,5 m, compacté en remblai.

Pour des raisons de sécurité, la route Billy-Diamond sera élargie par l'ajout de voies de virage pour entrer et sortir de l'intersection entre la route Billy-Diamond et la route d'accès au site.

ROUTES DE SERVICE

Le site présentera une seule route de services menant au bassin de gestion des eaux nord et à l'entrepôt d'explosifs.

La route proposée sera composée (de leur surface à leur base) de :

- une couche de base de 450 mm de pierre concassée de calibre 0-56 mm, compactée;
- un sol de fondation d'une profondeur allant jusqu'à 1,5 m, compacté en remblai.

TRANSPORT DU CONCENTRÉ

L'équipement et les fournitures voyageront par camion jusqu'au centre de transbordement situé à Matagami. L'équipement et les fournitures passeront par Matagami (route Billy-Diamond). Des améliorations mineures seront apportées afin d'accroître la sécurité de la route Billy-Diamond au km 382. Des voies de virage seront ajoutées pour entrer ou sortir du site à l'intersection de la route Billy-Diamond et de la route d'accès au site.

INFRASTRUCTURES DE SOUTIEN

Le câble sera enfoui le long de la route Billy-Diamond et le long de la route d'accès au site à une profondeur approximative de 1,2 m. L'installation du câble nécessitera un dégagement d'une largeur de 300 mm et la traversée de deux ruisseaux et d'une route. Le câble de fibre optique entre le relais routier du km 381 et le site du projet sera enfoui. Il n'est pas prévu d'excaver la route pour réaliser ce travail, mais plutôt d'utiliser la méthode par forage directionnel afin de ne pas nuire au milieu environnant et aux infrastructures existantes.

Un système de radio émetteur-récepteur sera également fourni par une tour de transmission au sein du campement de construction, au-dessus de la mine et du site de l'usine. Cette installation sera construite lors de la première phase de construction, afin d'offrir des communications radio lors des activités de construction et préalables au décapage. L'unité de base sera alimentée par énergie solaire, avec une batterie de secours de capacité suffisante pour maintenir les activités pendant cinq jours. Des téléphones portables satellites seront également disponibles pour être utilisés au besoin et en cas d'urgence.

ENTREPÔT À EXPLOSIF

L'emplacement de l'entrepôt à explosifs a été choisi afin de se conformer aux distances de sécurité minimales (carte 1). Le tableau suivant présente les quantités d'explosifs qui seront stockées.

Tableau 14 Estimation des quantités d'explosifs et des détonateurs entreposés

TYPE D'EXPLOSIF	UNITÉ	QUANTITÉ	ENTREPOSAGE (EN JOURS)
Détonateurs	Nombre	27 000	28
Nitrate d'ammonium	kg	158 961	21
Émulsion	kg	76 537	21

Source : WSP, 2018

Tel que discuté à la section 4.5.2, de l'ANFO et des explosifs à émulsion seront utilisés dans un ratio de 50/50 en volume. Durant les mois pluvieux (de mai à octobre), des explosifs à émulsion en vrac seront utilisés, alors que de l'ANFO sera utilisé lors des mois plus secs (de novembre à avril).

Les dimensions de l'emplacement du dépôt sont estimées à 170 m x 80 m, et comprend :

- un bâtiment de mélange;
- un entrepôt d'explosif;
- un entrepôt de détonnateur;
- une distance de sécurité entre les différentes classes d'explosif;
- une barrière de terre;
- une route d'accès;
- une clôture de périmètre;
- une zone-tampon de 35 m (pour les feux de forêt).

3.4 GESTION DES EAUX SUR LE SITE

Les infrastructures de gestion des eaux, le bilan hydrique ainsi que les particularités des principales phases du projet (construction, exploitation et restauration) sont décrits dans les sections suivantes. Le projet comprendra un seul site de remise des eaux propres, soit dans le cours d'eau CE2.

Les infrastructures de gestion des eaux, le bilan hydrique ainsi que les particularités des principales phases du projet (construction, exploitation et restauration) sont décrits dans les sections suivantes. Les infrastructures de gestion des eaux ainsi que les limites des bassins versants sont illustrées sur la carte 3. Le projet comprendra un seul site de remise des eaux propres, soit dans le cours d'eau CE2.

3.4.1 BILAN HYDRIQUE

Le site est situé dans le bassin versant de la rivière Eastmain, qui draine une superficie d'environ 46 000 km^2. La carte 3 présente l'hydrologie du site ainsi que la délimitation des bassins versants.

Un bilan d'eau du site a été réalisé en 2021 par Golder et une figure présentant ce bilan est insérée à l'annexe C. Cette figure est tirée de l'étude d'impact sur l'environnement (figure 4-12 de l'EIE) et est présentée à titre indicatif pour une meilleure compréhension. Tous les débits attendus à chacune de unités ainsi que le modèle de gestion des eaux y est présenté.

Un portrait de l'hydrogéologie du site est quant à lui présenté à la carte 4.

L'étude de bilan d'eau considère les 19 ans d'opération du projet afin d'estimer les volumes d'effluent au cours d'eau CE2 et de définir une stratégie de gestion de l'eau pour le bassin de rétention de l'eau Nord, en assurant l'approvisionnement en eau de l'usine de traitement de minerai. Les principaux résultats de l'étude du bilan d'eau sont :

Le volume annuel de ruissellement généré par le site dépasse la demande en eau de procédé, même en situations climatiques sèches. Il y a donc un surplus d'eau qui doit être gérée au bassin de rétention d'eau Nord et déchargé comme effluent vers le cours d'eau CE2.

La stratégie d'opération proposée pour le bassin de rétention d'eau Nord permet de garder le niveau d'eau dans le bassin sous le niveau du déversoir d'urgence, même pour les années climatiques humides. Cette stratégie sera réévaluée ou confirmée dans une phase ultérieure du projet, en tenant compte de la conception du système de pompage et traitement de l'eau.

3.4.2 INFRASTRUCTURES

Toutes les eaux de ruissellement générées par les précipitations, qui tombent sur les zones affectées par les activités minières incluant les eaux d'exhaure (pompées de la fosse), sont considérées comme des « eaux de contact ». Les eaux de contact seront recueillies et retenues avant d'être traitées (au besoin) et rejetées vers l'environnement.

Un réseau de fossé a pour objectif de détourner les eaux de ruissellement naturelles autour des zones affectées par les activités minières afin de limiter le mélange du ruissellement naturel avec l'eau de contact. Le réseau est élaboré également afin de limiter le mélange du ruissellement naturel avec l'eau de contact (c.-à-d. réduire le volume d'eau de contact nécessitant une gestion). Le système de collecter permet de limiter le risque de rejeter l'eau de contact vers l'environnement, recueillir toutes les eaux de ruissellement et d'infiltration provenant des aires d'accumulation des résidus et stériles et de mort-terrain et d'utiliser un seul effluent vers l'environnement.

Les eaux de contact provenant de ces aires seront recueillies dans des fossés collecteurs et dirigées vers les bassins de rétention de l'eau ou la fosse à ciel ouvert. L'eau recueillie dans le bassin de rétention de l'eau est et dans la mine à ciel ouvert sera pompée vers le bassin de rétention de l'eau nord, qui est le principal bassin de gestion des eaux du site.

Les bassins de rétention nord et est auront une capacité de stockage d'eau maximale respectivement de 1 360 000 m³ et 180 000 m³. Des boues s'accumuleront dans les bassins de gestion des eaux tout au long du projet.

USINE DE TRAITEMENT DE L'EAU (UTE)

L'UTE est conçue pour traiter l'eau provenant du bassin de rétention d'eau (en cas de mesures révélant une non-conformité). Selon les résultats de modélisation de qualité de l'eau (WSP, 2021), des concentrations en arsenic supérieures à la D019 pourraient être observées vers l'année 8 d'exploitation. L'UTE a pour objectif de traiter l'effluent avant son rejet à l'environnement pour s'assurer qu'aucune norme de rejet ne soit dépassée.

Pour ce qui est de la disposition des boues de traitement, lorsqu'une disposition sera nécessaire, elles seront analysées et seront soit dirigées vers l'installation d'accumulation des résidus et stériles ou considérées comme sols contaminés ou matières dangereuses résiduelles.

Effluent minier

L'effluent dans le cours d'eau CE2 comprendra :

- la construction d'un déversoir ou d'un canal pour permettre de mesurer le débit (p. ex., le canal Parshall);
- des instruments de surveillance du pH, de la température et du débit sortant;
- des mesures de dissipation de l'énergie afin de réduire la vitesse de l'eau et de minimiser la perturbation des sédiments.

Ces éléments seront installés en amont du point d'évacuation dans le cours d'eau et leur conception sera réalisée ultérieurement (lors de l'étude d'ingénierie de détail).

3.4.3 SOURCE D'APPROVISIONNEMENT EN EAU POTABLE

Les besoins en eau potable sont estimés à 63 m³ par jour, pour le nombre maximal de 280 travailleurs. L'eau sera stockée dans un réservoir d'eau de 400 à 500 m³ qui sera isolé et chauffé.

Pendant la phase d'exploitation, deux à trois puits seront nécessaires pour combler les besoins en eau potable de 41 m³ par jour pour 150 travailleurs. L'approvisionnement en eau potable comprendra une station de traitement ainsi que l'isolation ou le chauffage de la conduite vers le campement et l'emplacement du traitement. Les puits seront positionnés à proximité du campement de travailleurs.

3.4.4 EAUX USÉES DOMESTIQUES

Le campement des travailleurs sera desservi par système de traitement des eaux usées domestiques ayant une capacité prévue de 280 personnes lors de la phase de construction, et de 180 personnes lors de la phase d'exploitation. Les besoins en eau traitée sont évalués à 56 m³ par jour et à 30 m³ par jour pour les phases de construction et d'exploitation, respectivement.

Un réacteur biologique rotatif (Ecoprocess avec technologie MBBR de Premier Tech) a été choisi pour le traitement des eaux usées. En raison de la nature des sols et de la proximité de milieux humides, il y a peu de chances qu'un champ d'épuration soit réalisable. Par conséquent, le rejet des eaux usées traitées dans un cours d'eau récepteur doit être envisagé.

Un bâtiment de service (3 m x 4 m) sera requis pour loger les unités de désinfection (lampes UV) situées à la sortie des unités Ecoflo ainsi que les chambres de dosage pour l'élimination du phosphore. Le rejet des eaux usées traitées se fera dans le cours d'eau CE4.

Le système de traitement des eaux usées domestiques retenu possède la capacité de traiter les eaux sanitaires autant en construction qu'en opération, en utilisant un réacteur biologique rotatif. Les eaux traitées seront déchargées dans le CE4 compte tenu de la nature des sols et de la proximité de milieux humides. L'unité sélectionnée peut traiter le débit prévu en phase de construction (i.e. 56 000 l/jour, basé sur une occupation maximale de 280 personnes lors du pic des activités de construction). Le débit prévu durant les opérations est moindre, soit de 30 000 l/jour pour un nombre moyen de 180 personnes prévues au campement. Ce débit est en deçà de la capacité maximale de l'unité de traitement.

3.5 LIEUX D'ENTREPOSAGE ET D'ÉLIMINATION

3.5.1 PRODUITS CHIMIQUES, PÉTROLIERS ET EXPLOSIFS

Un poste d'entreposage et de distribution de diesel sera aménagé sur le site. Ce dernier comportera deux réservoirs de diesel de 150 kl chacun à double paroi, un réservoir de fluide d'échappement diesel de 11 kl à double paroi, une zone de remplissage des réservoirs ainsi qu'une station-service pour les véhicules lourds. Un site d'entreposage et de distribution de propane sera également présent. Un réservoir sera prévu d'être installé à côté du camp. Le réservoir aura une capacité de 113 562 litres. La consommation annuelle prévue est de 1 250 972 litres. Les réservoirs de propane seront installés sur des dalles de béton. Les postes d'entreposage et de distribution de diesel et de propane seront situés dans le secteur industriel du site minier.

Des dépôts d'explosifs et de détonateurs seront aménagés à l'ouest du site. Des explosifs en vrac à l'ANFO et à émulsion seront utilisés pendant l'exploitation du gisement. Les composantes seront entreposées séparément. La gestion des explosifs sur le site sera réalisée par un entrepreneur externe, qui sera également responsable de disposer de ceux-ci. La quantité entreposée de composants pour les explosifs est définie à la section 3.3.3 (sous-section Entrepôt à explosifs) du présent document.

Les agents utilisés dans le procédé de traitement du minerai seront également entreposés sur le site. Le ferrosilicium sera entreposé en sacs d'une tonne chacun, alors que la chaux hydratée sera entreposée en sac de 20 kg. Ces produits, ainsi que le floculant utilisé dans le procédé (acide sulfamique sous forme solide) seront entreposés en fonction des incompatibilités des produits. Ces produits seront entreposés sur le site de l'usine conformément aux exigences applicables.

En cas de déversement d'un produit chimique ou pétrolier, la situation sera gérée conformément au plan des mesures d'urgence et à la réglementation en vigueur.

3.5.2 MATIÈRES RÉSIDUELLES NON DANGEREUSES

Les matières résiduelles non dangereuses consisteront principalement en des déchets domestiques. Ces déchets domestiques seront collectés dans des bacs dûment identifiés et transportés hors site en respect de la réglementation applicable dans un site disposé à les recevoir. Un entrepôt pour les matières résiduelles sera construit. Le bâtiment sera séparé en diverses zones qui serviront à entreposer séparément différents types de matières résiduelles. Les matières résiduelles seront ensuite envoyées par camion vers une installation externe gérée par un tiers entrepreneur.

Présentement, il est prévu que les matières recyclables ainsi que les MR non dangereuses seront prises en charge à Chibougamau. Un composteur sera aménagé sur le site minier et Amos recevra les matières putrescibles qui ne pourraient pas être gérées sur le site.

3.5.3 MATIÈRES RÉSIDUELLES DANGEREUSES

Les matières résiduelles dangereuses, telles que les huiles usées ou autres matières définies dans le Règlement sur les matières dangereuses seront, entreposées temporairement dans des conteneurs étanches, distincts et identifiés à l'emplacement prévu pour accueillir les matières résiduelles dangereuses dans l'entrepôt des matières résiduelles. Celles-ci seront retirées du site régulièrement par un transporteur autorisé, puis acheminées vers un lieu autorisé à les recevoir selon la réglementation en vigueur. Les MR dangereuses seront prises en charge par un des entrepreneurs qui dessert la région (Véolia, Sanivac, Amnor et Groupe Gilbert).

Aucune matière résiduelle dangereuse ne sera présente sur le site une fois que les activités minières seront arrêtées. Le tableau 15 présente les quantités annuelles estimées en phase de construction et d'exploitation.

Tableau 15 Quantité annuelle estimée de matières résiduelles dangereuses

		TONNAGE (T)	
CATÉGORIE	DESCRIPTION	CONSTRUCTION	EXPLOITATION
Déchets domestiques dangereux	Produit antigel, solvants, aérosols, bonbonnes, peintures, tubes fluorescents, lanternes, etc.	8	16
Huile usée, graisse, eau huileuse	De divers ateliers de mécanique	0,8	4
Matières résiduelles dangereuses	Contenants d'adjuvant utilisé dans la préparation de béton et autres produits consommables de construction	0,6	0
	Contenants vides de produits chimiques utilisés pour le traitement du minerai et pour l'UTE, si nécessaire	0	3
Total		**9,4**	**23**

Source : WSP, 2018f

3.5.4 SOLS CONTAMINÉS

Dans l'éventualité où des sols deviendraient contaminés en hydrocarbures pétroliers, ceux-ci ainsi que le matériel d'intervention contaminé seront entreposés dans des contenants étanches, distincts et identifiés puis seront acheminés vers un lieu autorisé à les recevoir.

4 MESURES DE RÉAMÉNAGEMENT ET DE RESTAURATION

Les travaux de restauration seront menés en conformité avec les prescriptions Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec (MERN, 2017), de la D019 sur l'industrie minière (MDDEP[4], 2012) et de toute autre disposition applicable, comme le Guide d'intervention – Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés et le Règlement sur la protection et la réhabilitation des terrains (c. Q-2, r. 37).

Les mesures de protection, de réaménagement et de restauration qui sont présentées ci-dessous ont pour objectif de remettre le site minier dans un état satisfaisant, c'est-à-dire :

- éliminer les risques inacceptables pour la santé et assurer la sécurité des personnes;
- limiter la production et la propagation de substances susceptibles de porter atteinte au milieu récepteur et, à long terme, viser à éliminer toute forme d'entretien et de suivi;
- remettre le site dans un état visuellement acceptable pour la collectivité;
- remettre le site des infrastructures dans un état compatible avec l'usage futur.

L'élaboration des mesures de réaménagement et de restauration a aussi pris en compte le fait qu'une grande partie de l'empreinte des infrastructures se situe en milieux humides dont la perte devra être compensée. Dans cet optique, la mise en place de conditions propices au développement de milieux humides a été considérée dans la mesure du possible. Éventuellement, les mesures applicables pourront être intégrées au plan de compensation des milieux humides.

Toutes les aires affectées par les activités d'exploitation seront restaurées. Les surfaces considérées dans l'estimation des coûts de restauration sont montrées à la carte 5.

4.1 IMPACT DES CHANGEMENTS CLIMATIQUES

L'impact des changements climatiques est pris en compte lors de la conception des infrastructures sur le site. La concrétisation de ces changements ne devrait donc pas avoir d'impacts inattendus. À titre d'exemple, une augmentation de 18 % de l'intensité des événements pluvieux dans le futur est considérée lors de la conception des nouvelles infrastructures de collecte et de retenue d'eau, conformément aux recommandations de Mailhot et al. (2014) et du MTMDET (2017). Par ailleurs, les ouvrages de retenue d'eau sont tous munis d'un déversoir d'urgence capable d'évacuer la crue maximale probable et garantissant ainsi leur intégrité à long terme.

De plus, les conclusions et recommandations de diverses sources de référence en matière de changements climatiques, telles Ouranos, un consortium sur la climatologie régionale et l'adaptation aux changements climatiques qui compile les résultats de nombreuses recherches scientifiques sur la question, sont prises en considération lors de la conception d'ouvrages.

De la même façon, l'impact des changements climatiques sera également pris en compte lors de la restauration du site afin de garantir l'intégrité à long terme des infrastructures qui seront laissées en place (WSP, 2021d).

4 Ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs, maintenant devenu le ministère de l'Environnement et de la Lutte contre des changements climatiques (MELCC).

4.2 SÉCURITÉ DES LIEUX

4.2.1 SÉCURISATION DES ACCÈS

L'accès au site aura déjà été sécurisé par une clôture verrouillée, dont l'emplacement est identifié sur la carte 5. À la fin des opérations d'extraction minière, le pompage des eaux de la fosse cessera et la fosse sera graduellement ennoyée. Le pourtour de la fosse sera ceinturé par une berme d'une hauteur de 2 m, au pied de laquelle un fossé sera aménagé. Des panneaux indicateurs de danger seront installés tous les 30 m, en conformité avec l'article 104 du Règlement sur les substances minérales autres que le pétrole, le gaz naturel et la saumure.

4.2.2 STABILITÉ DES AIRES D'ACCUMULATION

Le design des haldes à stériles et à résidus a été révisé récemment (Golder, 2021). Les valeurs minimales des facteurs de sécurité sont présentées à la section 3.3.1 et le sommaire à l'annexe D (tiré de Golder, 2021).

En phase de restauration, les haldes à stériles et résidus seront remodelées pour assurer une stabilité physique à long terme et une intégration au paysage. Les pentes des terrassements seront adoucies à une valeur de 2,5 H:1 V, puis recouvertes de mort-terrain et de terre végétale afin de favoriser leur revégétalisation.

4.3 DÉMANTÈLEMENT DES BÂTIMENTS ET DES INFRASTRUCTURES

Lors de l'arrêt des activités de la mine, tous les bâtiments et toutes les infrastructures qui ne seront pas utiles pour la réalisation du suivi post-fermeture seront transportés hors site ou démantelés par un entrepreneur certifié.

Au moment du démantèlement des bâtiments et des infrastructures, les travaux de restauration comporteront les activités suivantes :

- les dalles de béton seront lavées, perforées ou concassées, pour assurer un drainage adéquat de l'eau de surface, et ensuite recouvertes de matière mise de côté afin de favoriser la croissance d'une végétation autosuffisante ;
- les bâtiments seront démantelés;
- les matériaux et équipements récupérables seront mis en réserve et donnés ou vendus sur les marchés de la récupération et de l'usagé;
- les matériaux et équipements non-dangereux qui n'auront pas trouvé preneur devront être gérés conformément à la réglementation en vigueur, à savoir le *Règlement sur l'enfouissement et l'incinération de matières résiduelles* (RLRQ, c. Q-2, r.19), ainsi qu'en accord avec le document *La gestion des matériaux de démantèlement – Guide de bonnes pratiques* (Courtois et coll., 2003).
- l'empreinte au sol des infrastructures démantelées sera d'abord scarifiée pour faciliter le drainage et la reprise de la végétation, puis recouverte de dépôts meubles avant d'être végétalisée. Dans le cas où il y a un potentiel de création de milieux humides, le sol sera aménagé pour créer des conditions de mauvais drainage et il sera recouvert de dépôts meubles avant d'être végétalisé;

- la géomembrane sera retirée de l'empreinte de l'aire d'accumulation du minerai, puis l'empreinte sera scarifiée pour faciliter le drainage et la reprise de la végétation, puis recouverte de dépôts meubles avant d'être végétalisée. Dans le cas où il y a un potentiel de création de milieux humides, le sol sera aménagé pour créer des conditions de mauvais drainage et il sera recouvert de dépôts meubles avant d'être végétalisé;
- aucune matière dangereuse ne sera laissée sur le site;
- la gestion de tous produits chimiques, matières résiduelles et matières dangereuses se fera de façon sécuritaire dans le respect des normes et de la réglementation en vigueur. Tout matériau solide, liquide, pulpeux et boueux se trouvant à l'intérieur des bâtiments sera caractérisé, si nécessaire, et le lieu de leur disposition sera approuvé par le représentant de la gestion environnementale sur le site;
- les conduites d'eau et pompes seront démantelées. Les conduites qui seront en bonne condition seront vendues ou conservées pour réutilisation future. Celles dont la vie utile est terminée seront éliminées en conformité avec les dispositions du Règlement sur l'enfouissement et l'incinération de matières résiduelles (REIMR);
- les conduites de surface du système d'approvisionnement en eau potable seront enlevées alors que les conduites souterraines seront coupées sous la surface du sol, nettoyées puis laissées en place, après que les ouvertures aient été obturées. Les pompes et contrôles électriques seront retirés et, en fonction de leur condition, seront soit vendus, conservés pour réutilisation future ou éliminés;
- les installations de collecte d'eaux usées domestiques seront démantelées (coupées sous la surface du sol puis nettoyées) et celles qui seront en bonne condition seront vendues ou conservées pour réutilisation future. Celles dont la vie utile est terminée seront éliminées en conformité avec les dispositions du REIMR;
- les infrastructures routières qui seront encore utilisées dans le cadre du suivi post-exploitation et post-restauration seront maintenues en place. L'accès aux infrastructures routières qui ne seront plus utilisées sera bloqué à l'aide de blocs de béton. Elles seront scarifiées, recouvertes de dépôts meubles et ensemencées.

4.4 SOLS CONTAMINÉS

À la suite de l'arrêt complet des activités, Galaxy devra entreprendre une étude de caractérisation du site, puisque ce type d'activité fait partie de l'une des catégories énumérées à l'annexe III du *Règlement sur la protection et la restauration des terrains* (RLRQ, Q-2, r.37). Les secteurs ayant principalement été contaminés par du pétrole, des hydrocarbures et des métaux seront priorisés. Tous les secteurs où des réservoirs de stockage et des sites de transfert de produits pétroliers étaient présents durant les phases de construction et d'exploitation, ainsi que l'emplacement de la halde à minerai, feront l'objet d'un échantillonnage et d'une analyse qui permettront de confirmer le niveau de contamination.

Les sols contaminés seront enlevés et gérés conformément à la réglementation en vigueur.

4.5 GESTION DES ÉQUIPEMENTS ET DE LA MACHINERIE LOURDE

À la cessation des opérations minières, les équipements mobiles non nécessaires pour la réalisation des travaux de réaménagement et de restauration seront retirés du site pour être revendus, démontés en pièces et vendus à une installation de recyclage autorisée ou disposés selon la réglementation en vigueur.

Les équipements mécaniques, électriques et hydrauliques, mobiles ou fixes seront démantelés.

4.6 AIRES D'ACCUMULATION

4.6.1 ANALYSE COMPARATIVE DES SCÉNARIOS DE RESTAURATION

Les infrastructures minières qui seront laissées en place à la fin des travaux de réaménagement et de restauration sont la fosse et les haldes à stériles et résidus. Ainsi, puisque les stériles et les résidus sont non générateurs d'acides, et non lixiviables à long terme, ces derniers sont donc considérés à faible risque pour les périodes post-exploitation et post-restauration. Pour cette raison, aucune mesure de mitigation ou de gestion particulière n'est requise pour la restauration des haldes à stériles et résidus (c.-à-d. pas de recouvrement étanche, captage des eaux) pour atteindre l'état satisfaisant du point de vue environnemental. L'atteinte de l'état satisfaisant pour cette infrastructure passera plutôt par une végétalisation adéquate de la halde. Ainsi, l'évaluation des techniques de restauration possible consistera plutôt en un choix de la méthode de végétalisation.

De plus, en ce qui concerne la restauration de la fosse, deux techniques avaient été envisagées, soit l'ennoiement seul (option 1) ou le retour des stériles et résidus dans la fosse et l'ennoiement (option 2). Les avantages du retour des stériles et résidus dans la fosse consistent principalement en une diminution de la superficie impactée par les activités, en la stabilisation des parois de la fosse grâce au remplissage de cette dernière et, finalement, en la diminution de la lixiviation et de la génération d'acide pour les résidus présentant ces caractéristiques.

Finalement, l'option incluant le retour de résidus dans la fosse en fin d'exploitation et l'ennoiement à la fin de l'exploitation est considérée comme la méthode de restauration la plus appropriée (section 4.6.6).

4.6.2 VÉGÉTALISATION

La végétalisation du site suivra les directives du *Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec* pour atteindre l'état satisfaisant. Cependant, l'élaboration des mesures de réaménagement et de restauration tiendra compte du fait qu'une grande partie de l'empreinte des infrastructures se situe en milieux humides dont la perte devra être compensée. Dans cette optique, il est possible que des milieux humides soient créés à de multiples endroits où la mise en place de conditions propices au développement de milieux humides a été considérée dans la mesure du possible.

La végétalisation se fera au moment de la restauration. Si la vie de la mine était prolongée et qu'un site additionnel pour les résidus et les stériles devait être développé (en l'occurrence, ce pourrait être une fosse dont l'exploitation est terminée), les sites de dépôt des résidus et stériles comblés seraient alors végétalisés avant la fin de l'exploitation. Une restauration progressive sera déployée.

Pour le moment, des techniques traditionnelles de mise en végétation sont envisagées pour les milieux terrestres (secs), mais la méthode de mise en végétation pourra être raffinée à mesure de l'avancement du projet. Des méthodes alternatives qui visent l'établissement d'une communauté végétale typique de la forêt boréale, plutôt que l'ensemencement de prairies, sont en cours de développement. La méthode qui présentera les meilleures chances de succès sera choisie au moment de la mise en végétation.

Différents types de milieux humides pourront être aménagés pour favoriser le retour aux conditions originales, notamment des marécages arbustifs riverains, des étendues d'eau peu profonde et des marécages arborescents de type pessière noire à mousse. Le rétablissement des fonctions écologiques des milieux humides telles que la biodiversité et la séquestration de carbone, sera favorisé. La restauration pourrait faire appel aux méthodes de restauration des tourbières développées par le Groupe de recherche en écologie des tourbières (GRET) associé à l'Université Laval afin de créer des tourbières comme celles qui couvrent une grande partie site. Ces aménagements de milieux humides pourraient représenter une plus-value au niveau de la restauration du site et pourraient ainsi être intégrés au plan de compensation qui devra être élaboré en parallèle.

Dans les deux cas, le choix des espèces et mélanges d'espèces s'appuiera principalement sur le potentiel d'établissement des plantes en fonctions des conditions anticipées. Les suggestions du maitre de trappe et de la communauté, qui seront consultés au sujet du plan de restauration, seront également considérées.

4.6.3 HALDES À STÉRILES ET RÉSIDUS

Les résultats des essais cinétiques montrent que les stériles ne présentent pas de potentiel de génération d'acide et qu'ils sont non lixiviables après un maximum de 14 semaines d'entreposage (sauf 28 semaines pour le cuivre), et donc à faibles risques au terme de cette période. Ainsi, la méthode proposée pour la restauration des haldes à stériles est maintenue et considérée adéquate compte tenu du comportement des résidus et des stériles.

Les haldes à stériles et résidus seront remodelées de façon à présenter des pentes de géométrie 2,5 H :1V propres à assurer leur stabilité physique et leur intégration dans le paysage. Des couches de mort terrain et de terre végétale disponible dans la halde à dépôts meubles et à matière organique et propices à la végétalisation seront mises en place à la surface des matériaux, puis végétalisée à l'aide d'ensemencement projeté. Toutefois, la méthode de mise en végétation des haldes à stériles et résidus sera réévaluée à mesure de l'avancement de l'ingénierie du site en tenant compte du choix des espèces végétales, permettant une reprise durable.

4.6.4 HALDE À MATIÈRE ORGANIQUE ET DÉPÔTS MEUBLES

Les matériaux entreposés sur la halde à matière organique et dépôts meubles seront réutilisés afin de restaurer les aires d'accumulation et autres secteurs du site le nécessitant. Ainsi, lors de la fermeture du site, aucun matériel ne sera laissé en place sur la halde à mort-terrain. L'empreinte de la halde sera scarifiée ou aménagée pour recevoir un milieu humide puis végétalisée à l'aide d'une méthode appropriée. Toutefois, la méthode de mise en végétation des haldes à stériles et résidus sera réévaluée à mesure de l'avancement de l'ingénierie du site.

Dans le cas où la matière organique ou les dépôts meubles ne seraient pas tous utilisés complètement pour la restauration des haldes à stériles, les pentes seront adoucies à une valeur de 2,5 h :1 V et végétalisées. Le site sera aménagé pour permettre l'écoulement des eaux vers le réseau existant de fossés ou pour favoriser la création d'un milieu humide. Les chemins d'accès de remblai construits pour l'épandage de la terre végétale seront revégétalisées. Si des pentes de matériau granulaire sont à découvert, elles seront adoucies afin de permettre leur revégétalisation.

4.6.5 AIRE D'ACCUMULATION DU MINERAI

À la cessation des activités, aucun minerai ne sera laissé sur place. La géomembrane, le cas échéant, sera retirée de l'empreinte de la halde, qui sera scarifiée ou aménagée pour recevoir un milieu humide, puis végétalisée à l'aide d'une méthode appropriée. Toutefois, la méthode de mise en végétation de la halde à minerai sera réévaluée à mesure de l'avancement de l'ingénierie du site.

4.6.6 FOSSE

En phase de fermeture, la loi sur les Mines prévoit des règles strictes pour sécuriser les fosses après l'arrêt des opérations minières. En effet, la section 4.5.2 du guide de restauration traite de la réhabilitation des excavations à ciel ouvert. Ces règles seront respectées.

Tel que prévu dans le plan minier, des résidus et des stériles seront déposés dans la partie sud-est de la fosse, une fois que l'extraction des ressources minérales d'intérêt auront été retirées. Le reste de la fosse se remplira naturellement avec les précipitations et les eaux souterraines jusqu'à un niveau d'équilibre avec la nappe phréatique. Les études hydrogéologiques actuelles montrent que le niveau d'eau dans la fosse devrait atteindre le sommet de cette dernière après 180 ans (WSP, 2021b).

Un déversoir et des fossés seront construits pour éviter des débordements autour de la fosse qui pourraient endommager l'environnement. Le chenal d'écoulement sera dirigé vers le cours d'eau CE3. Le pourtour de la fosse sera ceinturé par une berme d'une hauteur de 2 m, au pied de laquelle un fossé sera aménagé. Des panneaux indicateurs de danger seront installés tous les 30 m, en conformité avec l'article 104 du Règlement sur les substances minérales autres que le pétrole, le gaz naturel et la saumure.

4.7 INFRASTRUCTURES DE GESTION DES EAUX

Au cours des activités de restauration, les modifications suivantes aux infrastructures de gestion des eaux seront graduellement réalisées :

- création d'un déversoir de la fosse;
- réalisation d'une brèche de la digue du bassin de rétention d'eau principal;
- réalisation d'une brèche de la digue du bassin d'accumulation des eaux est;
- retrait des ponceaux et remise en l'état initial des cours d'eau de surface;
- démantèlement de l'UTE (après la fin du programme de surveillance environnementale postérieur à la fermeture de la mine).

À la cessation des activités, tous les fossés qui ne seront pas utiles en période post-restauration seront remblayés et reprofilés, puis végétalisés. Selon la topographie du terrain, certains fossés pourront être élargis afin de créer des étangs et des milieux humides. Tous les secteurs où des travaux de restauration auront lieu seront profilés soit de façon à permettre un écoulement naturel des eaux et un bon drainage afin d'éviter les accumulations d'eau, soit pour favoriser la création de milieux humides.

L'eau des bassins d'eau brute sera d'abord caractérisée. Si les résultats sont conformes à la réglementation en vigueur, une brèche sera réalisée dans la digue ou l'eau sera pompée pour être rejetée dans l'environnement. Autrement, l'eau du bassin de rétention est sera pompée dans le bassin de rétention principal afin d'y être décantée et traitée, au besoin.

Les boues accumulées au fond des bassins seront d'abord caractérisées, puis gérées selon la réglementation en vigueur. Ainsi, les boues des bassins seront excavées et transportées sur les haldes à stériles et résidus. Aux fins de l'estimation des coûts, il est considéré que toutes les boues ne contiendraient que des métaux. Advenant le cas où des boues seraient contaminées en hydrocarbures pétroliers, ces dernières seraient transportées à un centre de traitement autorisé. Pour la présente estimation des coûts de restauration, il a été assumé qu'une épaisseur d'environ 0,25 m de boues aura été accumulée au fond de chacun des bassins.

Les bassins d'eau brute seront par la suite remblayés, nivelés de façon à créer une dépression, puis remis en végétalisé avec des espèces de milieux humides si les conditions le permettent.

Le bassin de gestion des eaux nord sera aussi converti en milieu humide après que les boues au fond aient été excavées et disposées sur les haldes à stériles et résidus. Les digues au pourtour du bassin seront régalées et le matériel sera repoussé dans le bassin, afin d'adoucir les pentes intérieures de celui-ci de façon à respecter des pentes de 4H : 1V. Plusieurs zones de milieux humides seront aménagées, soit du centre vers le bord du bassin; zone d'eau profonde, zone d'eau peu profonde, marais, marécage et milieu terrestre. Des plantes adaptées à chacune des zones, ainsi que de l'ensemencement, seront mis en place. Un couvert de terre végétale d'une épaisseur d'environ 0,10 m sera également ajouté dans les zones de marais et de marécage. Le marais aura un point de rejet à l'environnement à l'endroit du déversoir d'urgence du bassin.

Afin de constituer les brèches, les déversoirs d'urgence seront également abaissés de façon à ce que le niveau maximal que l'eau puisse atteindre dans le bassin soit sous la surface du sol naturel. Ce déversoir serait conçu selon une récurrence d'événements de 1 :10 000 ans. La figure 6 présente le concept pour la réalisation de telles brèches.

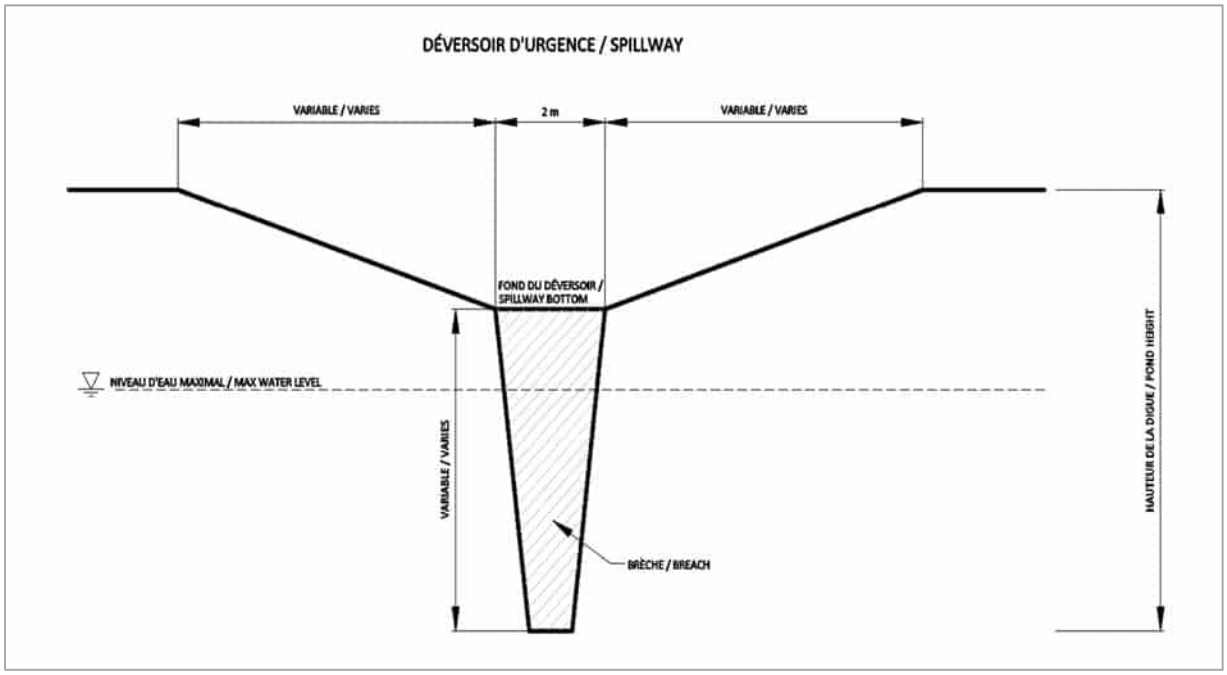


Figure 6 Concept général pour la réalisation des brèches dans les digues des bassins de rétention d'eau

Le projet entraînera probablement un assèchement graduel du lac Kapisikama causé par le rabattement de la nappe d'eau souterraine et la réduction de l'apport d'eau de surface. Avec l'accord du maitre de trappe, le lac pourra être transformé en milieu humide comprenant une étendue d'eau libre si les conditions le permettent.

4.8 INFRASTRUCTURES DE TRANSPORT

Une fois les activités d'opérations minières terminées, les infrastructures routières qui seront encore utilisées pour réaliser les suivis postrestauration seront laissées en place. Toutefois, toutes les infrastructures routières non essentielles seront scarifiées puis recouvertes de sols propices à la végétalisation, et végétalisées. L'accès au site sera sécurisé à l'aide d'une clôture déjà en place pendant l'opération.

4.9 PRODUITS PÉTROLIERS ET CHIMIQUES ET MATIÈRES RÉSIDUELLES DANGEREUSES ET NON DANGEREUSES

La gestion des explosifs sur le site étant réalisée par un entrepreneur externe, celui-ci sera également responsable de disposer des explosifs restant sur le site à la fin des opérations. De plus, ce dernier sera responsable de démanteler les entrepôts d'explosifs et de détonateurs. Les réservoirs d'hydrocarbures et de propane ainsi que leur tuyauterie de surface seront retirés en conformité avec les dispositions du Code de construction (c. B-1.1, r.0.01.01) et du Code de sécurité (c. B-1.1, r.0.01.01.1). Les réservoirs seront vendus, conservés pour réutilisation future, éliminés ou retournés à leur propriétaire, en s'assurant de respecter les dispositions du Code de construction (c. B-1.1, r.0.01.01) à cet égard. Advenant le cas où les réservoirs n'étaient pas réutilisables, ils seront éliminés en conformité avec les dispositions du Règlement sur l'enfouissement et l'incinération de matières résiduelles (REIMR) ou du Règlement sur les matières dangereuses (RMD).

La totalité de l'équipement et de la machinerie lourde sera vendue, ou drainée de tout fluide, démontée en pièces et vendue à une installation de recyclage autorisée.

À la fin de la phase d'exploitation seulement, la majorité des bâtiments seront démantelés. Malgré qu'une grande quantité de matériaux soient récupérables, le démantèlement des bâtiments et des infrastructures nécessitera l'élimination d'un volume de débris de toutes sortes.

De façon générale, les matériaux issus de la démolition d'un immeuble ou d'infrastructure ne sont pas des matières dangereuses au sens du RMD (c.Q-2, r.32 ;), sauf s'ils sont contaminés en surface par des matières dangereuses au sens de l'article 4 de ce règlement. Ainsi, si les matériaux issus de la démolition d'un immeuble ou d'infrastructure ne sont pas des matières dangereuses ou « assimilées » à des matières dangereuses au sens du RMD, ils seront gérés en tant que matières résiduelles en vertu du REIMR (c.Q-2, r.6.02).

Il est important de préciser qu'un nettoyage adéquat des matériaux de démantèlement « assimilés à des matières dangereuses » devra être réalisé afin de les décontaminer, le cas échéant. Les eaux de nettoyage seront collectées et traitées (sédimentation et séparation eau-huile, si nécessaire) avant leur rejet vers l'environnement. Les matériaux jugés décontaminés selon les normes ou critères prescrits pourront être réemployés, recyclés ou valorisés à certaines conditions. Les matériaux encore contaminés devront être considérés comme des matériaux assimilés à des matières dangereuses et seront éliminés dans un centre autorisé par le MELCC.

Enfin, la manutention et le transport hors site des matières résiduelles et des matières résiduelles dangereuses s'effectueront conformément aux lois et règlements en vigueur.

4.10 RÉHABILITATION DES TERRAINS

À la cessation des activités minières, une étude de caractérisation du terrain sera réalisée comme prescrit par l'article 31.51 de la LQE. Galaxy prendra les mesures nécessaires en conformité avec les dispositions de la LQE et le Règlement sur la protection et la réhabilitation des terrains dans le cas où cette caractérisation révélerait la présence de contaminants au-delà des critères établis par la réglementation.

Une activité principale visée par la section IV de la LQE aura été réalisée sur le site lors de la fermeture de ce dernier, soit l'extraction ou le traitement d'autres minerais métalliques (code SCIAN 21229).

Des activités secondaires visées par la section IV de la LQE auront aussi été réalisées sur le site, soit la distribution d'électricité (poste de transformation seulement) (code SCIAN 221122), l'exploitation de postes de distribution de carburant (poste d'utilisateurs) et l'activité d'autres services de réparation et d'entretien de véhicules automobiles (code SCIAN 811199).

Ainsi, la caractérisation environnementale du site devra être réalisée en conformité avec la section IV de la LQE.

Les critères génériques « C » seront considérés comme les critères applicables au site étant donné que le site est dédié à des activités. Les résultats de l'étude spécialisée sur la teneur de fond naturelle dans les sols (WSP, 2018b et WSP, 2021e) seront également utilisés lors de la restauration du site.

5 PROGRAMME DE CONTRÔLE ET SUIVI POST-RESTAURATION

Le programme de suivi post-exploitation et post-restauration est présenté ci-après. Le détail du programme sera soumis avec le plan de restauration final. Le programme de surveillance post-restauration sera instauré à la suite des travaux de restauration, alors que le suivi environnemental post-exploitation sera réalisé entre la fermeture du site jusqu'à la restauration complète de ce dernier. Il est proposé de réaliser ce programme sur une période minimale de 5 ans, comme recommandé dans la D019 pour des aires d'accumulation de rejets miniers à faible risque. Une demande d'arrêt du programme de suivi sera soumise au MERN à la fin de cette période. Les coordonnées du responsable des programmes de suivi sont les suivantes :

Personne responsable : Madame Gail Amyot
Directrice Environnement, santé et sécurité
Courriel : gail.amyot@gxy.com
Téléphone : 514 558-1855

5.1 CONTRÔLE DE L'INTÉGRITÉ DES OUVRAGES

Les seuls ouvrages qui demeureront sur le site après la restauration sont la fosse à ciel ouvert ennoyée, les haldes à stériles et résidus végétalisés ainsi que le bassin de gestion des eaux converti en milieu humide.

Un suivi de l'intégrité de ces ouvrages sera réalisé, afin d'assurer la stabilité physique et chimique des ouvrages et consistant en une inspection réalisée annuellement pendant les cinq premières années, puis périodiquement pendant 10 ans à une fréquence recommandée par l'ingénieur. L'objectif de l'inspection sera de s'assurer de la présence d'un drainage adéquat sur le site et de l'intégrité du merlon de sécurité de la fosse et du déversoir d'urgence du bassin. De plus, des inspections supplémentaires pourront être menées après les événements hydrologiques extrêmes. Le programme comprendra également l'inspection des haldes à stériles et résidus, afin d'identifier toute situation pouvant compromettre la stabilité et l'intégrité de cet ouvrage, telle que la présence fissures ou d'indices d'érosion, de mouvements ou de tassements.

Les inspections seront réalisées par un ingénieur spécialisé en géotechnique. L'objectif des inspections sera de veiller à ce que l'intégrité des infrastructures et des mesures de protection soit conservée, à défaut de quoi des mesures correctrices seront appliquées.

Après cinq années de résultats satisfaisants, le programme ou la fréquence des inspections pourront être revus. Quoi qu'il en soit, le personnel responsable sur les lieux s'assurera du bon fonctionnement des installations. Tout besoin d'entretien identifié à la suite des inspections sera réalisé dans les meilleurs délais.

5.2 SUIVI AGRONOMIQUE

Le suivi agronomique, durant la période post-restauration, s'échelonnera sur une période de 5 ans et sera réalisé sous forme d'inspections annuelles.

Ce suivi a pour objectif d'assurer que les activités de restauration du site ont permis l'établissement d'une densité de végétation adéquate pour protéger contre l'érosion et de végétaliser adéquatement les aires perturbées par l'activité minière. Le suivi consistera à caractériser le recouvrement de la végétation et la composition en espèces dans les zones restaurées et d'identifier les signes d'érosion. Le cas échéant, des mesures seront appliquées afin de s'assurer de l'atteinte des objectifs. .

Un rapport d'inspection sera transmis au MERN annuellement sur la première période de cinq ans. Au besoin, à la suite de la période prévue de cinq ans, si des correctifs étaient nécessaires afin que le site atteigne l'état satisfaisant, la durée du suivi pourrait être prolongée.

5.3 SUIVI DE LA QUALITÉ DE L'EAU

Un suivi de la qualité des eaux de surface et souterraine sera requis en post-restauration. Le programme visera aussi à s'assurer de l'efficacité des mesures de restauration.

Le suivi de la qualité de l'eau post-exploitation sera réalisé pendant une période de trois ans, soit entre le moment de l'arrêt des opérations, jusqu'à l'achèvement des travaux de restauration et sera conforme aux exigences de la D019 ou son équivalent à cette période. Par la suite, un suivi environnemental post-restauration sera réalisé pendant une période de cinq ans, comme recommandé par la D019. Le suivi environnemental post-exploitation sera réalisé de façon bimensuelle pendant 6 mois, puis de façon mensuelle pendant 2,5 ans, en conformité avec les recommandations de la D019. Finalement, le suivi post-restauration sera réalisé à une fréquence de six fois par année pendant 5 ans.

Il est prévu actuellement qu'au minimum 6 puits d'observation soient échantillonnés afin de vérifier la qualité des eaux souterraines aux abords des aménagements à risque, comme les aires d'accumulation et les réservoirs pétroliers. La position exacte des puits d'observation sera définie ultérieurement en fonction de la localisation des infrastructures. Le positionnement des puits d'observation se fera en respect avec la D019, et ceux-ci seront implantés en aval et en amont des aménagements à risque. Des échantillons seront également prélevés à l'effluent final du site afin d'en valider la qualité. Il est à noter qu'en période post-restauration, l'effluent final du site sera localisé à l'exutoire du déversoir d'urgence du bassin de gestion des eaux nord, qui aura à ce moment été converti en milieu humide.

Les paramètres suivis seront ceux présentés dans la D019. Les résultats du suivi environnemental seront transmis au MERN et au MELCC chaque année sous forme de rapport annuel. Ainsi, même si le comité de suivi est dissous, les résultats demeureront publics et chacun pourra y avoir accès. Sur demande, Galaxy pourra faire parvenir une copie aux conseils de bande intéressés.

6 PLAN DES MESURES D'URGENCE

Le plan des mesures d'urgence qui sera en vigueur durant la phase d'exploitation sera adapté aux travaux de fermeture et de restauration puis aux activités post-restauration. Ce plan identifiera, d'une part, les incidents possibles, les mesures préventives, les seuils et procédures d'alerte, les procédures de réponse pour chacun des incidents potentiels et les responsabilités à chacune des étapes. D'autre part, ce plan présentera les ressources humaines et institutionnelles, les listes d'équipements et de matériaux disponibles, les modes de communication pendant et après un événement ainsi que les procédures post-mortem visant à tenir un registre des événements et des mesures correctives afin de mettre à jour le plan des mesures d'urgence selon l'évolution du projet.

Durant les travaux de fermeture, l'accès aux sites continuera d'être contrôlé et seules les personnes ayant suivi les formations santé et sécurité appropriées seront autorisées à travailler sur les sites.

La personne responsable du plan des mesures d'urgence sera la même qui sera responsable des suivis environnementaux et de la santé et sécurité. Ses coordonnées sont les suivantes :

Nom du requérant : **Galaxy Lihtium (Canada) Inc.**

Adresse : **2000, rue Peel, suite 720**
Montréal (Québec) H3A 2W5
Téléphone : 1 514 558 1855
Site internet : http://www.gxy.com/

Représentant autorisé : **Madame Gail Amyot, ing.**
Directrice Environnement, santé et sécurité
Téléphone : 514 558-1855
Courriel : gail.amyot@gxy.com

En période de fermeture et de restauration, les principaux risques d'incident préalablement identifiés sont :

- risque de collisions ou renversements d'équipements mobiles;
- risque de feu d'un équipement;
- risque d'instabilité lors du démantèlement de certaines installations;
- risque de déversement ou de fuite de produits pétroliers;
- risque de feu de forêt.

Si un des événements cités ci-dessus devait survenir, les interventions prévues au plan des mesures d'urgence seraient mises en application.

En période post-restauration, les risques d'accident seront réduits. En effet, comme il n'y aura plus d'activité régulière sur le site, tous les accidents causés par l'intervention humaine auront une très faible probabilité d'occurrence. Les principaux incidents actuellement identifiés sont :

- vandalisme;
- risque d'instabilité des aires d'accumulation;
- risque d'effondrement des parois de la fosse.

Si ces événements se produisaient, une alerte locale serait lancée. La communication pourra se faire via le responsable du suivi environnemental, mais devra ultimement être dirigée vers le coordonnateur de gestion de crises de Galaxy, lequel nommera un chargé d'intervention sur le site.

7 MESURES EN CAS D'ARRÊT TEMPORAIRE DES ACTIVITÉS

En vertu des articles 224 et 226 de la Loi sur les mines, lors d'une suspension temporaire des activités d'une durée de six mois ou plus, le MERN et le MELCC seront avisés des dates de suspension et de reprise anticipée des activités et Galaxy s'engage à transmettre, dans les quatre mois suivant la suspension des activités, des copies certifiées des plans des ouvrages miniers et installations.

Conformément au Guide de restauration des sites miniers du MERN, lors d'une suspension temporaire des activités de six mois et plus, Galaxy mettra en place des mesures de sécurité. Ces mesures visent à restreindre l'accès au site minier et aux différentes installations ainsi qu'à maintenir le contrôle de la qualité de l'effluent et à assurer la stabilité physique et chimique des différentes aires d'accumulation et d'entreposage. Les mesures suivantes seront appliquées lors d'un arrêt temporaire des activités minières :

- l'accès au site sera interdit. Une barrière à l'entrée du site restreindra l'accès aux différentes installations sur le site et permettra de veiller à la sécurité du site;
- une berme de sécurité conforme à la réglementation sera installée autour de la fosse pour assurer la sécurité des utilisateurs du territoire;
- des brèches seront aménagées dans les digues des bassins de rétention d'eau;
- un programme de suivi environnemental sera réalisé, comprenant des échantillonnages et des analyses conformément aux exigences de la LQE;
- des mesures (inspections visuelles et analyses d'eau) seront prises pour assurer la stabilité physique et chimique des différentes aires d'accumulation.

8 CONSIDÉRATIONS ÉCONOMIQUES ET TEMPORELLES

8.1 ÉVALUATION DES COÛTS DE LA RESTAURATION

Les articles 112 et 113 du Règlement sur les substances minérales autres que le pétrole, le gaz naturel et la saumure (RSMPGNS) mentionnent qu'une garantie financière dont le montant correspond aux coûts anticipés pour la réalisation de l'ensemble des travaux prévus à son plan de réaménagement et de restauration du site doit être versée par l'exploitant visé par le paragraphe 1 du premier alinéa de l'article 232.1 de la Loi sur les mines.

Toutefois, cette version du plan de restauration est uniquement présentée au COMEX, à la suite de leur requête spécifique, et non au MERN, qui est l'entité responsable de l'évaluation et de l'approbation des plans de restauration. Ainsi, cette évaluation ne doit pas être considérée officielle mais plutôt préliminaire pour les besoins d'autorisations du projet. De plus, Galaxy n'est actuellement pas tenu de présenter un plan de restauration pour le PMLBJ considérant le niveau actuel d'avancement du projet et le fait qu'aucune activité requérant l'approbation d'un plan de restauration n'a lieu ou n'est prévue à court terme sur le site.

Ainsi, seul un estimé général des coûts de restauration du site est présenté dans les sections qui suivent. Les coûts de restauration détaillés seront présentés dans les futures versions du plan de restauration.

8.1.1 COÛTS DE RESTAURATION

Les coûts en capital et les coûts sommaires pour la fermeture et la restauration du site, incluent les honoraires pour l'ingénierie, les coûts de suivis postexploitation et postrestauration ainsi que la contingence appliquée. Le tableau ci-dessous présente le montant associé à chacun de ses items :

DESCRIPTION	MONTANT
Coûts des travaux de fermeture et de restauration	31 324 784 $
Suivi postexploitation	132 750 $
Suivi postrestauration	248 150 $
Frais d'ingénierie (30% de la valeur des coûts des travaux et de suivi)	9 511 710 $
Sous-total	41 217 394 $
Contingence (15% du sous-total)	6 182 609 $
Grand total	47 400 004 $

Comme indiqué dans le tableau ci-haut, le coût des travaux s'élève à 31 324 784 $. À ce montant doivent s'ajouter les frais de suivi postexploitation et postrestauration, les frais d'ingénierie (30 % de la valeur totale des travaux de fermeture et de restauration ainsi que des suivis postexploitation et postrestauration) ainsi qu'une contingence de 15 % sur le sous-total (les travaux, les suivis et les frais d'ingénierie. Le montant d'une éventuelle garantie financière devra donc correspondre à 47 400 004 $.

Les coûts de suivi postexploitation et de suivi et d'entretien postrestauration sont liés au suivi de l'intégrité des infrastructures, ainsi qu'au suivi agronomique et environnemental (suivi de la reprise d'ensemencement, échantillonnages et analyses des eaux souterraines et à l'effluent final, préparation de rapports annuels). Ces activités se poursuivront durant toute la durée du suivi postexploitation (3 ans) et du suivi postrestauration (5 ans).

Toutefois, ces coûts demeurent approximatifs et représentatifs du niveau d'avancement de l'ingénierie et des concepts, dans le contexte où la présente version du plan de restauration a été préparée à la demande du COMEX et ne sera pas présentée pour évaluation au MERN. Une version ultérieure sera préparée lorsque le contexte du projet l'exigera, pour soumission et approbation par le MERN. Un plan de restauration officiel sera présenté au MERN lors de la demande de bail minier, après que le permis environnemental ait été obtenu et avant que les premiers travaux d'exploitation minière soient réalisés.

8.2 CALENDRIER DE RÉALISATION DES TRAVAUX DE RESTAURATION

Le calendrier sommaire de réalisation des travaux de restauration est montré au tableau 16. Celui-ci a été élaboré en fonction des informations existantes et de la planification actuelle de la mine. Ce calendrier doit être considéré comme préliminaire. Le calendrier détaillé présenté dans le plan de restauration final, déposé au MERN, comprendra des précisions telles que :

a) Quand et comment seront démantelées les différentes infrastructures de collecte et de traitement des eaux (pompes, conduites, bassins, unité de traitement des eaux…);

b) Quand et comment seront remblayées les différentes composantes du système de drainage et de collecte des eaux (fossés, bassins…);

c) Où, quand et comment seront ajoutés des fossés et/ou des bassins additionnels au besoin, s'il faut modifier l'écoulement des eaux pendant les travaux de restauration.

Une cartographie des différentes étapes accompagnera les précisions qui seront présentées dans le plan de restauration final.

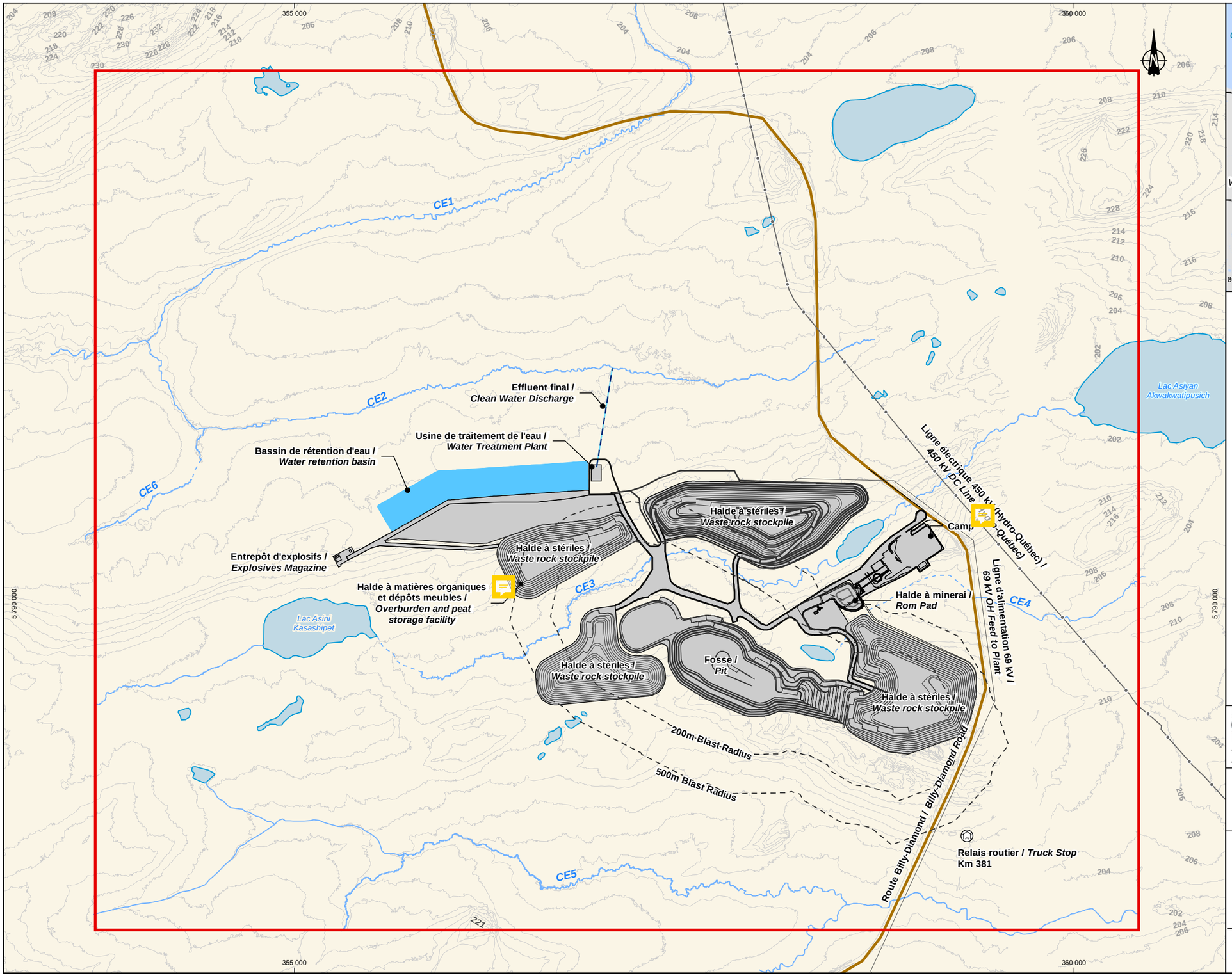
Tableau 16 Calendrier sommaire de réalisation des travaux de restauration

Activités	Période postexploitation			Période postrestauration				
	Années							
	1	2	3	1	2	3	4	5
Études environnementales (caractérisation, plan de réhabilitation, plan de démolition et de démantèlement, permis, etc.)	x	x						
Enlèvement ou démolition des installations de surface	x	x						
Nettoyage et vidange des équipements de services	x							
Sécurisation du site	x							
Retrait des lignes électriques et équipements associés			x					
Excavation, élimination et/ou traitement des sols contaminés et des matières résiduelles excavées		x						
Excavation et disposition des boues des bassins		x						
Démantèlement et remplissage des bassins		x						
Restauration finale des haldes à stériles et résidus	x							
Restauration de l'empreinte de la halde à mort-terrain			x					
Restauration de l'empreinte de la halde à minerai	x							
Profilage final du site		x						
Ajout de couvert végétal et ensemencement de l'ensemble du site			x					
Suivi environnemental postexploitation	x	x	x					
Suivi de l'intégrité des ouvrages, suivi environnemental et agronomique postrestauration				x	x	x	x	x

RÉFÉRENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- COURTOIS, G., H. OUELLETTE et J. LABERGE. 2003. La gestion des matériaux de démantèlement - Guide de bonnes pratiques. MDDEP. 85 p.
- G MINING SERVICES. 2021. Preliminary Economic Assessment NI 43-101 Technical Report. James Bay Lithium Project Ontario, Canada. Prepared for Galaxy. Issued March 8, 2021.
- GOLDER. 2021. James Bay Lithium Mine Project Preliminary Engineering Design – Water Management Ponds Design and Site-Wide Water Balance Update. March.
- MAILHOT, A., PANTHOU, G., TALBOT, G. 2014. Recommandations sur les majorations à considérer pour les courbes Intensité-Durée-Fréquence (IDF) aux horizons 2040-2070 et 2070-2100 pour l'ensemble du Québec – Phase II. Institut national de la recherche scientifique – Eau, terre et environnement. 28 pages.
- MDDEP. 2012. Directive 019 sur l'industrie minière. Ministère du Développement durable, de l'Environnement et des Parcs.
- MELCC. 2019. Guide d'intervention – Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés. Ministère du Développement durable, de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques. 219 p. et annexes.
- MERN. 2017. Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec. Ministère de l'Énergie et des Ressources naturelles. Direction de la restauration des sites miniers. ISBN : 978-2-550-77162-3 (PDF). 56 pages et annexes.
- MTMDET, 2017. Tome III – Ouvrages d'art. Collection Normes – Ouvrages routiers. Ministère des Transports, de la Mobilité durable et de l'Électrification des transports, Québec.
- SRK Consulting (Canada) Inc. 2020. Mineral Resource Evaluation James Bay Lithium Project, James Bay, Québec, Canada. Rapport de la norme nationale 43-101 réalisé pour Lithium One Inc. 113p. et annexes.
- WSP. 2018a. Mine de lithium Baie-James - Étude d'impact sur l'environnement. Rapport préparé pour Galaxy Lithium (Canada) Inc.
- WSP. 2018b. Mine de lithium Baie-James – Étude spécialisée sur la teneur de fond naturelle dans les sols. Rapport préparé pour Galaxy Lithium (Canada) Inc. 29 pages et annexes.
- WSP. 2019. Mine de lithium Baie-James – Résultats des essais cinétiques en colonnes. Rapport produit pour Galaxy Lithium (Canada) Inc. 33 pages et annexes.
- WSP. 2020. Mine de lithium Baie-James – Résultats des essais cinétiques en colonnes – Minerai et diabase. Rapport produit pour Galaxy Lithium (Canada) Inc. 36 pages et annexes.
- WSP. 2021. Update to facility surface water quality modeling. Galaxy Lithium (Canada) Inc. Project no 31402949. June 2021. 30 pages.
- WSP. 2021b. Étude d'impact sur l'environnement. Version 2. Rapport produit pour Galaxy.
- WSP. 2021a. Rapport de modélisation hydrogéologique (à venir).
- WSP. 2021d. Mine de lithium Baie-James, Évaluation préliminaire de la résilience climatique du projet – Version 2, Baie-James, Qc. Rapport produit pour Galaxy. 29 pages et annexe.
- WSP. 2021e. Mine de lithium Baie-James. Mise à jour de l'étude spécialisée sur la teneur de fond naturelle dans les sols. Rapport produit pour Galaxy Lithium (Canada) inc. 53 pages et annexes.

CARTES



GALAXY

Mine de lithium Baie-James / James Bay Lithium Mine
Plan de restauration préliminaire / Preliminary Restoration Plan

Carte / *Map* 1
Aménagement du site minier /
Mine Site General Arrangement

Sources :

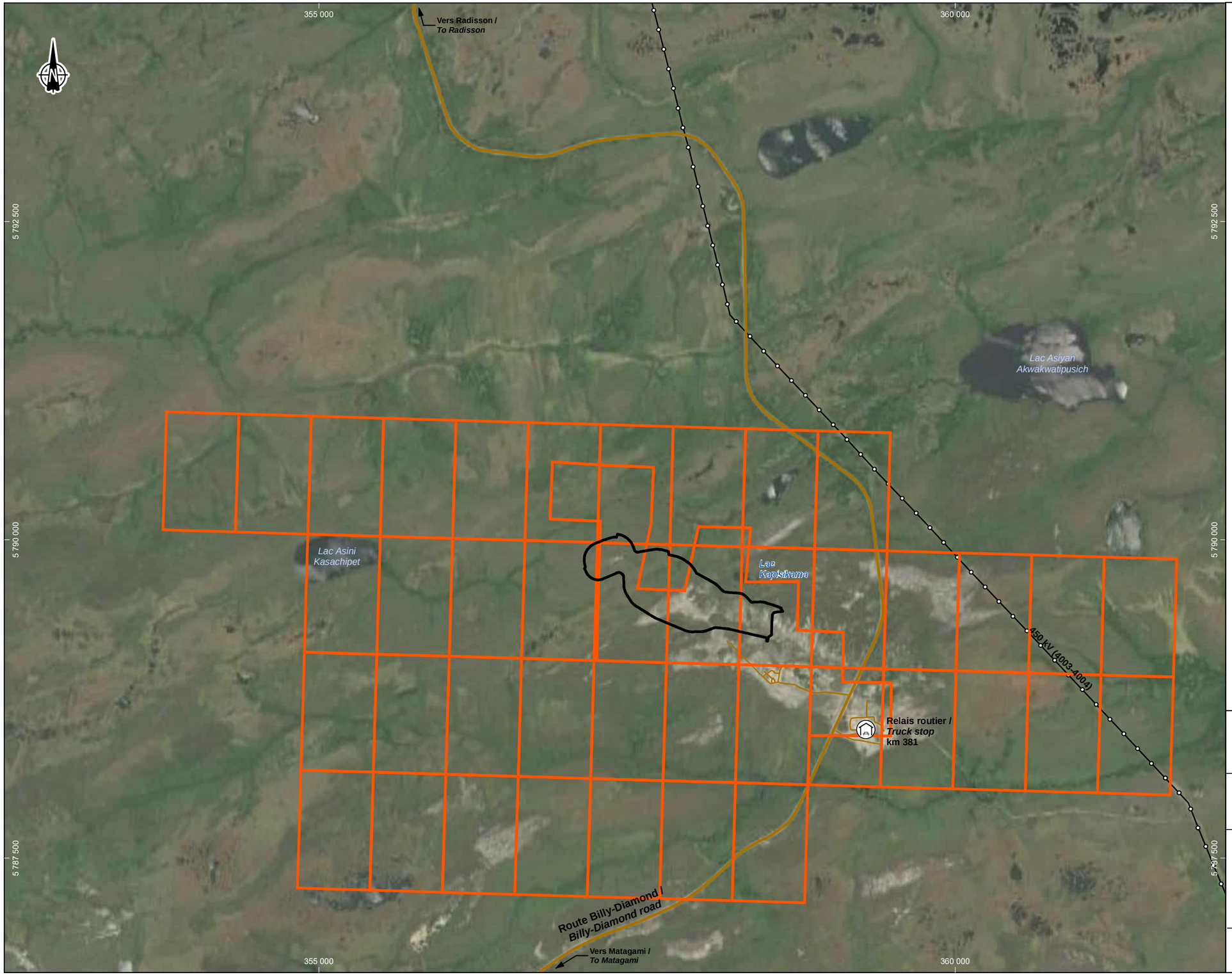
Données du projet / Project data : Galaxy 2020

0 200 400 m
UTM, fuseau 18, NAD83

Juin / *June* 2021

Dessin : A. Masson
Approbation : C. Martineau
201-12362-00_c1_wspT320_loc_210609.mxd

wsp



Contour de la fosse / *Open pit*

Propriété des claims / *Claim Owner*

Galaxy

Infrastructures / Infrastructure

Relais routier / *Truck stop*

Route principale / *Main road*

Route d'accès / *Access road*

Ligne de transport d'énergie / *Transmission line*

GALAXY

Mine de lithium Baie-James /James Bay Lithium Mine
Plan de restauration préliminaire / Preliminary Restauration Plan

Carte / *Map* 2
Claims miniers / *Mining Claims*

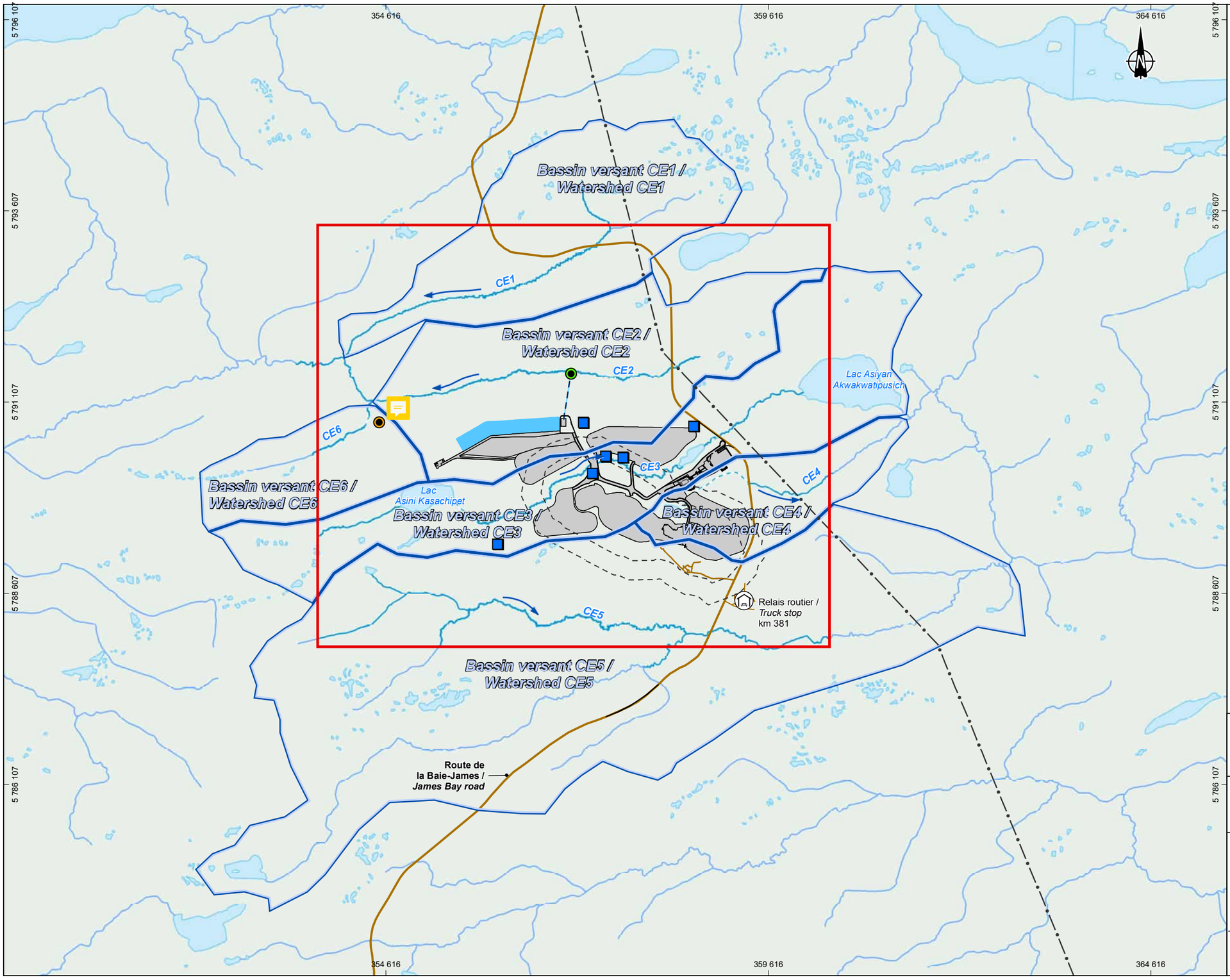
Sources :
Othoimage : Microsoft Bing (ESRI, 2017)
Gestim : MRNF Québec, 210315
Données du projet / Project data : Galaxy 2020

0 350 700 m
UTM, fuseau 18, NAD83

Juin / *June* 2021

Dessin : A. Masson
Approbation : C. Martineau
201-12362-00_c2_wspT322_claims_210609.mxd

wsp



Limites du site / *Site Limits*

Infrastructures / Infrastructure

Infrastructure

Route principale / *Main road*

Route d'accès / *Access road*

Ligne de transport d'énergie / *Transmission line*

Relais routier / *Truck stop*

Hydrographie / *Hydrography*

Effluent final / *Final Effluent*

Station de pompage / *Pumping Station*

CE3 Numéro de cours d'eau / *Stream number*

Cours d'eau / *Stream*

Sens d'écoulement de l'eau / *Direction of water flow*

Plan d'eau / *Waterbody*

Bassin versant / *Watershed*

GALAXY

Mine de lithium Baie-James /James Bay Lithium Mine
Plan de restauration / Restauration Plan

Carte / *Map* 3
Hydrologie du projet de mine de lithium Baie-James / *James Bay Lithium Mine Project Hydrology*

Sources :

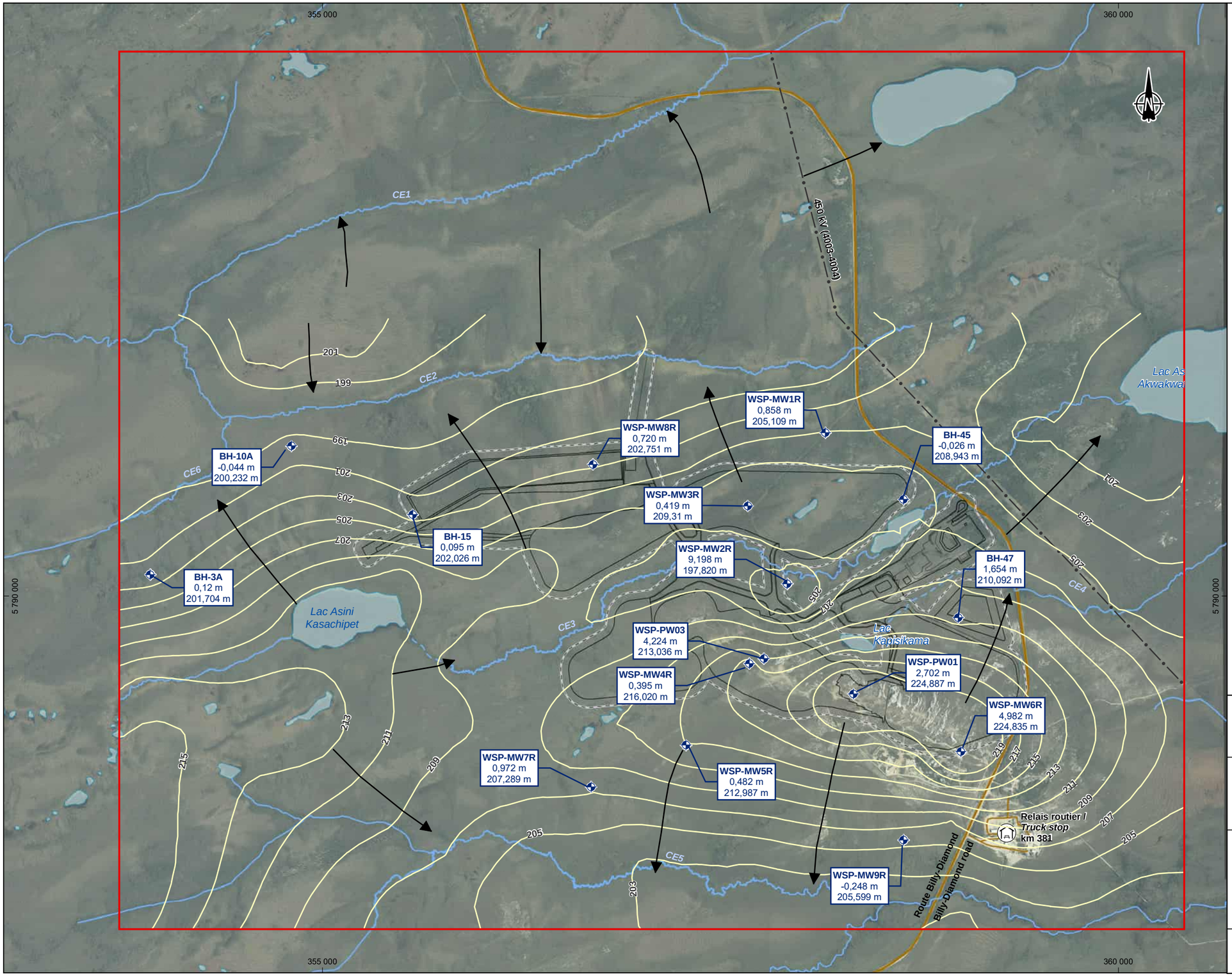
Données du projet / Project data : Galaxy 2020

0 350 700 m
UTM, fuseau 18, NAD83

Juin / *June* 2021

Dessin : A. Masson
Approbation : C. Martineau
201-12362-00_c3_wspT322_BV_210607.mxd

wsp



Zone d'étude locale / *Local study area*

Infrastructures minières / *Mining infrastructure*

Empreinte de la mine (zone tampon de 50 mètres) / *Mine footprint (buffer 50 meters)*

Puits d'observation / *Observation well*

BH-45
-0,026
208,943 m

- Nom du puits d'observation / *Name of observation well*
- Profondeur du niveau d'eau p/r sol / *Water level depth from ground*
- Élévation piézométrique (m) / *Piezometric elevation (m)*

Courbe piézométrique / *Piezometric contour*

Sens d'écoulement de l'eau / *Direction of water flow*

Infrastructures / *Infrastructure*

Route principale / *Main road*

Route d'accès / *Access road*

Ligne de transport d'énergie / *Transmission line*

Hydrographie / *Hydrography*

CE3 *Numéro de cours d'eau/ Stream number*

Cours d'eau permanent / *Permanent stream*

Cours d'eau à écoulement diffus ou intermittent / *Intermittent or diffused flow stream*

Plan d'eau / *Waterbody*

GALAXY

Mine de lithium Baie-James /James Bay Lithium Mine
Plan de restauration préliminaire / Preliminary Restauration Plan

Carte / *Map* 4
Hydrogéologie et puits présents sur le site du projet ~~de mine de lithium Baie-James~~ /
Hydrogeology and wells on the ~~James Bay lithium mine~~ project site

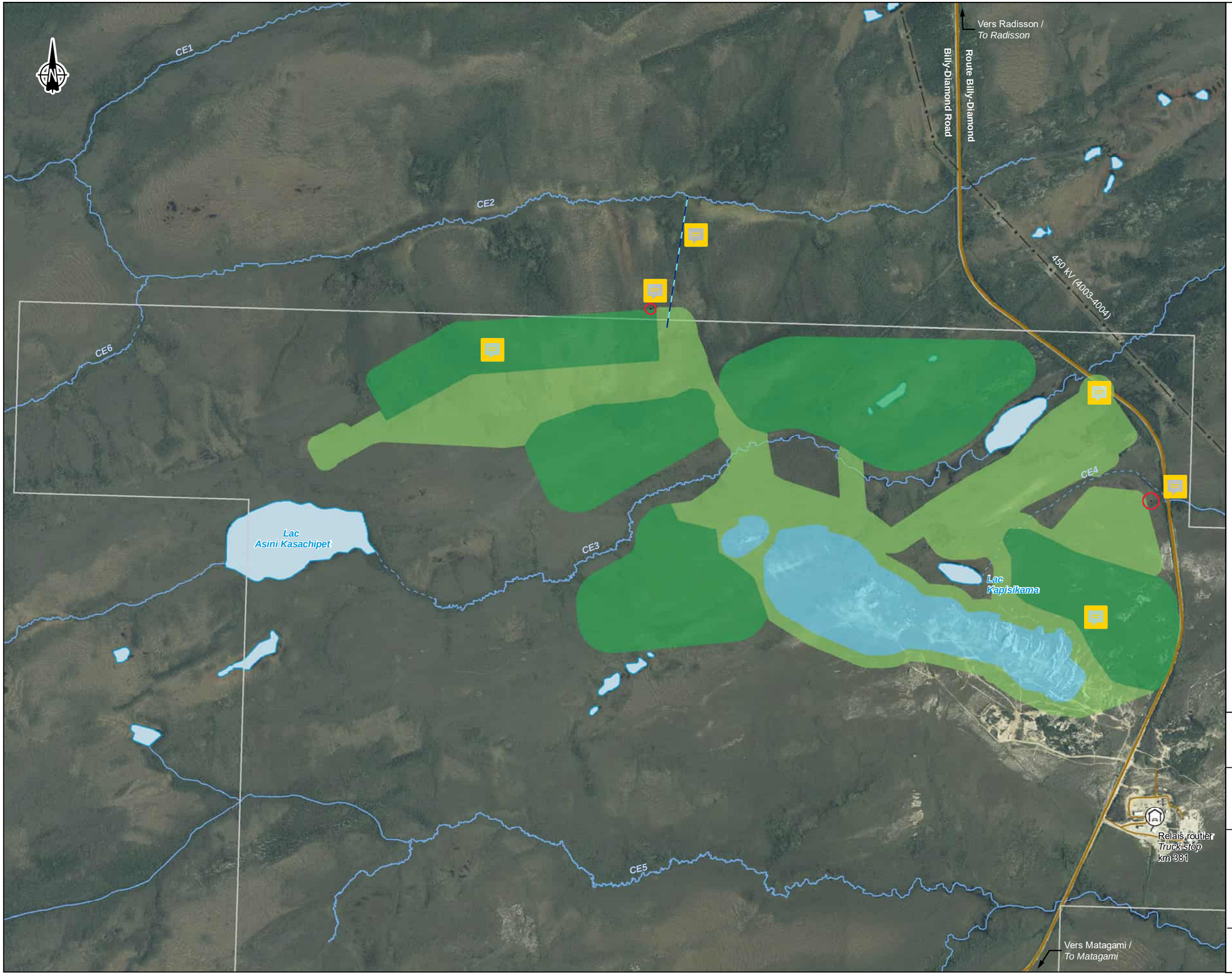
Sources :
Orthoimage : Galaxy, août / august 2017
Piézométrie, WSP 2018
Données du projet / Project data : Galaxy 2020

0 240 480 m
UTM, fuseau 18, NAD83

Juin / *June* 2021

Dessin : A. Masson
Approbation : C. Martineau
201-12362-00_c4_wspT323_hydrogeo_210609.mxd

wsp



Limite de propriété / *Property limit*

Composantes du projet / *Project Component*

Halde à stériles revégétalisée / *Revegetated waste rock stockpile*

Infrastructures revégétalisées / *Revegetated infrastructure*

Écoulement vers le réseau hydrographique existant / *Outflow into the existing hydrographic network*

Fosse remplie d'eau / *Pit filled with water*

Infrastructures / *Infrastructure*

Route principale / *Main road*

Route d'accès / *Access road*

Ligne de transport d'énergie / *Transmission line*

Relais routier / *Truck stop*

Hydrographie / *Hydrography*

CE3 Numéro de cours d'eau / *Stream number*

Cours d'eau permanent / *Permanent stream*

Cours d'eau à écoulement diffus ou intermittent / *Intermittent ou diffused flow stream*

Plan d'eau / *Waterbody*

GALAXY

Mine de lithium Baie-James / James Bay Lithium Mine

Carte / *Map* 5
Aménagement du site minier après la restauration/
Mine Site After Rehabilitation

Sources :
Othoimage : Microsoft Bing (ESRI, 2017)
Données du projet / Project data : Galaxy 2020

0 200 400 m
UTM, fuseau 18, NAD83

Juin / *June* 2021

Dessin : A. Masson
Approbation : C. Martineau
201-12362-00_c5_wspT324_restauration_210608.mxd

wsp

ANNEXE

A

RÉSOLUTION DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC

BN 830 753 315
("**Company**")

CIRCULATING RESOLUTION OF DIRECTORS

25 October 2018

Approval of Environmental Impact Assessment

Background

The Company has prepared an Environmental Impact Assessment for the James Bay Lithium Mine (**EIA**). A draft EIA has been submitted to the board of Directors for approval. Once approved, the EIA will be submitted to various regulatory authorities in Canada for review and approval.

Resolution

In accordance with the Company's constitution, IT IS HEREBY RESOLVED that:

1. The draft EIA submitted to the board of Directors be and is hereby approved; and
2. Mr Anthony Tse, Mr Brian Talbot and Mr Denis Couture are each authorized individually to finalise, execute and lodge with all relevant government departments and agencies an Environmental Impact Assessment on terms materially consistent with the draft EIA submitted to Directors, together with any ancillary forms and documentation contemplated in, or necessary to give effect to the intent of, the EIA (together with any other document or instruments incidental or related to an ancillary document and the transactions contemplated by each ancillary document).

Signed:



Anthony Tse

ANNEXE

B

CARACTÉRISATIONS GÉOCHIMIQUES

GALAXY

MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES

ÉTUDE SPÉCIALISÉE SUR LA GÉOCHIMIE

JUILLET 2018







wsp

MINE DE LITHIUM BAIE-JAMES

ÉTUDE SPÉCIALISÉE SUR LA GÉOCHIMIE

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC.

VERSION FINALE

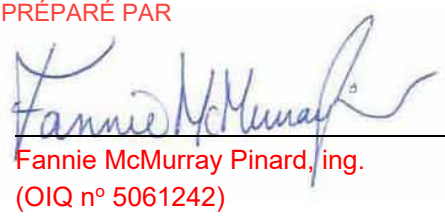
PROJET N^{O} : 171-02562-00
DATE : JUILLET 2018

1135, BOULEVARD LEBOURGNEUF
QUÉBEC (QUÉBEC) G2K 0M5
CANADA

T: +1 418 623-2254
F: +1 418 624-1857
WSP CANADA INC.
WSP.COM

SIGNATURES

PRÉPARÉ PAR



Fannie McMurray Pinard, ing.
(OIQ nº 5061242)
Chargée de projet – Sciences de la Terre

Le 25 juillet 2018
Date

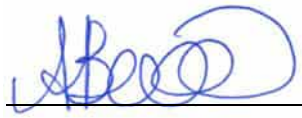
RÉVISÉ PAR



Steve St-Cyr, ing.
(OIQ nº 117836)
Directeur de projet – Sciences de la Terre

Le 25 juillet 2018
Date

APPROUVÉ PAR



Andréanne Boisvert, M.A.
Directrice du projet

Le 25 juillet 2018
Date

Le présent rapport a été préparé par WSP Canada inc. pour le compte de Galaxy Lithium (Canada) inc. conformément à l'entente de services professionnels. La divulgation de tout renseignement faisant partie du présent rapport incombe uniquement au destinataire prévu. Son contenu reflète le meilleur jugement de WSP Canada inc. à la lumière des informations disponibles au moment de la préparation du rapport. Toute utilisation que pourrait en faire une tierce partie ou toute référence ou toutes décisions en découlant sont l'entière responsabilité de ladite tierce partie. WSP Canada inc. n'accepte aucune responsabilité quant aux dommages, s'il en était, que pourrait subir une tierce partie à la suite d'une décision ou d'un geste basé sur le présent rapport. Cet énoncé de limitation fait partie du présent rapport.

L'original du document technologique que nous vous transmettons a été authentifié et sera conservé par WSP pour une période minimale de dix ans. Étant donné que le fichier transmis n'est plus sous le contrôle de WSP et que son intégrité n'est pas assurée, aucune garantie n'est donnée sur les modifications ultérieures qui peuvent y être apportées.

ÉQUIPE DE RÉALISATION

GALAXY LITHIUM (CANADA) INC. (GALAXY)

Directeur général Canada	Denis Couture, ing.
Directrice SSE	Gail Amyot, ing. M. Sc.

WSP CANADA INC. (WSP)

Directrice du projet	Andréanne Boisvert, M.A.
Directeur de l'étude	Steve St-Cyr, ing.
Principale collaboratrice	Fannie McMurray Pinard, ing.
Cartographie	Annie Masson, D.E.C.
Édition	Nancy Laurent, D.E.C.

TABLE DES MATIÈRES

1 INTRODUCTION 1

1.1 Mise en contexte 1

1.2 Objectifs de l'étude 1

2 SÉLECTION DES ÉCHANTILLONS 3

2.1 Contexte géologique local 3

2.2 Types de lithologies 3

2.2.1 Stériles 3

2.2.1.1 Pegmatite stérile 3

2.2.1.2 Gneiss 3

2.2.1.3 Gneiss rubanné 3

2.2.1.4 Roche volcanique mafique/Basalte 4

2.2.2 Minerai 4

2.3 Méthodologie 4

2.4 Échantillons sélectionnés 4

3 PROGRAMME ANALYTIQUE 7

3.1 Programme analytique 7

3.2 Programme de contrôle de la qualité 7

3.3 Critères applicables 7

3.3.1 Métaux disponibles et potentiel de lixiviation 7

3.3.2 Potentiel de génération d'acide 8

3.3.3 Radioactivité 9

4 RÉSULTATS – STÉRILES 11

4.1 Potentiel de lixiviation 11

4.1.1 Métaux disponibles 11

4.1.2 Essai de lixiviation pour la mobilité des espèces inorganiques 11

4.1.3 Essai de lixiviation pour la simulation des pluies acides 12

4.1.4 Essai de lixiviation à l'eau 12

4.2 Essai statique de potentiel de génération acide 13

4.3 Autres essais 13

4.3.1 Contenu en carbone organique total 13
4.3.2 Valeur de pH 13
4.3.3 Radionucléides 14

5 RÉSULTATS – MINERAI 15

5.1 Potentiel de lixiviation 15
5.1.1 Métaux disponibles 15
5.1.2 Essai de lixiviation pour la mobilité des espèces inorganiques 15
5.1.3 Essai de lixiviation pour la simulation des pluies acides 15
5.1.4 Essai de lixiviation à l'eau 16
5.2 Potentiel de génération acide 16
5.3 Autres essais 16
5.3.1 Contenu en carbone organique total 16
5.3.2 Valeur de pH 16

6 RÉSULTATS – RÉSIDUS 17

6.1 Potentiel de lixiviation 17
6.1.1 Métaux disponibles 17
6.1.2 Essai de lixiviation pour la mobilité des espèces inorganiques 17
6.1.3 Essai de lixiviation pour la simulation des pluies acides 17
6.1.4 Essai de lixiviation à l'eau 18
6.2 Potentiel de génération acide 18
6.3 Autres essais 18

7 COMPARAISON – ÉCHANTILLONS DE SOLS 19

7.1 Potentiel de lixiviation 19
7.1.1 Métaux disponibles 19
7.1.2 Essai de lixiviation pour la mobilité des espèces inorganiques 19
7.1.3 Essai de lixiviation pour la simulation des pluies acides 19

8 PROGRAMME DE CONTRÔLE DE LA QUALITÉ 21

9 CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS ... 23

9.1 Stériles 23

9.2 Minerai 25

9.3 Résidus 25

9.4 Sols 26

10 RÉFÉRENCES BIBLIOGRAPHIQUES 27

TABLEAUX

TABLEAU 1 : COMPARAISON DES TONNAGES DES UNITÉS DE STÉRILES EN FONCTION DES ÉCHANTILLONS CONSIDÉRÉS 5

TABLEAU 2 : CRITÈRES D'INTERPRÉTATION DU POTENTIEL DE GÉNÉRATION D'ACIDE 8

TABLEAU 3 : RÉSUMÉ DES RÉSULTATS DES ESSAIS RÉALISÉS SUR LES STÉRILES 24

CARTE

CARTE 1 : LOCALISATION RÉGIONALE DU SITE MINIER 2

ANNEXES

A LIMITES ET CONDITIONS GÉNÉRALES DE L'ÉTUDE

B ÉCHANTILLONS DE STÉRILES ET DE MINERAI SÉLECTIONNÉS

C TABLEAUX DES RÉSULTATS – ÉCHANTILLONS DE STÉRILES

D TABLEAUX DES RÉSULTATS - ÉCHANTILLONS DE MINERAI

E TABLEAUX DES RÉSULTATS - ÉCHANTILLONS DE RÉSIDUS

F TABLEAUX DES RÉSULTATS - ÉCHANTILLONS DE SOLS
G PROGRAMME DE CONTRÔLE DE LA QUALITÉ
H CERTIFICATS D'ANALYSES
H-1 Échantillons de stériles
H-2 Échantillons de minerai
H-3 Échantillons de résidus
H-4 Échantillons de sols

1 INTRODUCTION

1.1 MISE EN CONTEXTE

Galaxy Lithium (Canada) inc. (Galaxy) est une filiale de Galaxy Resources Limited, une importante société minière sur le marché du lithium. Actuellement, Galaxy Resources Limited exploite une mine de spodumène en Australie et deux projets sont en développement, un au Québec et l'autre en Argentine.

Galaxy agit à titre d'initiateur du projet mine de lithium Baie-James situé dans la région administrative du Nord-du-Québec. Le site minier à l'étude se trouve à environ 10 km au sud de la rivière Eastmain et à quelque 100 km à l'est de la baie James, à la même latitude que le village cri d'Eastmain (carte 1). La propriété minière (claims) de Galaxy se trouve sur des terres de catégorie III selon la Convention de la Baie James et du Nord québécois (CBJNQ). Les terres sous claims miniers sont facilement accessibles par la route de la Baie-James qui traverse la propriété à proximité du relais routier du km 381.

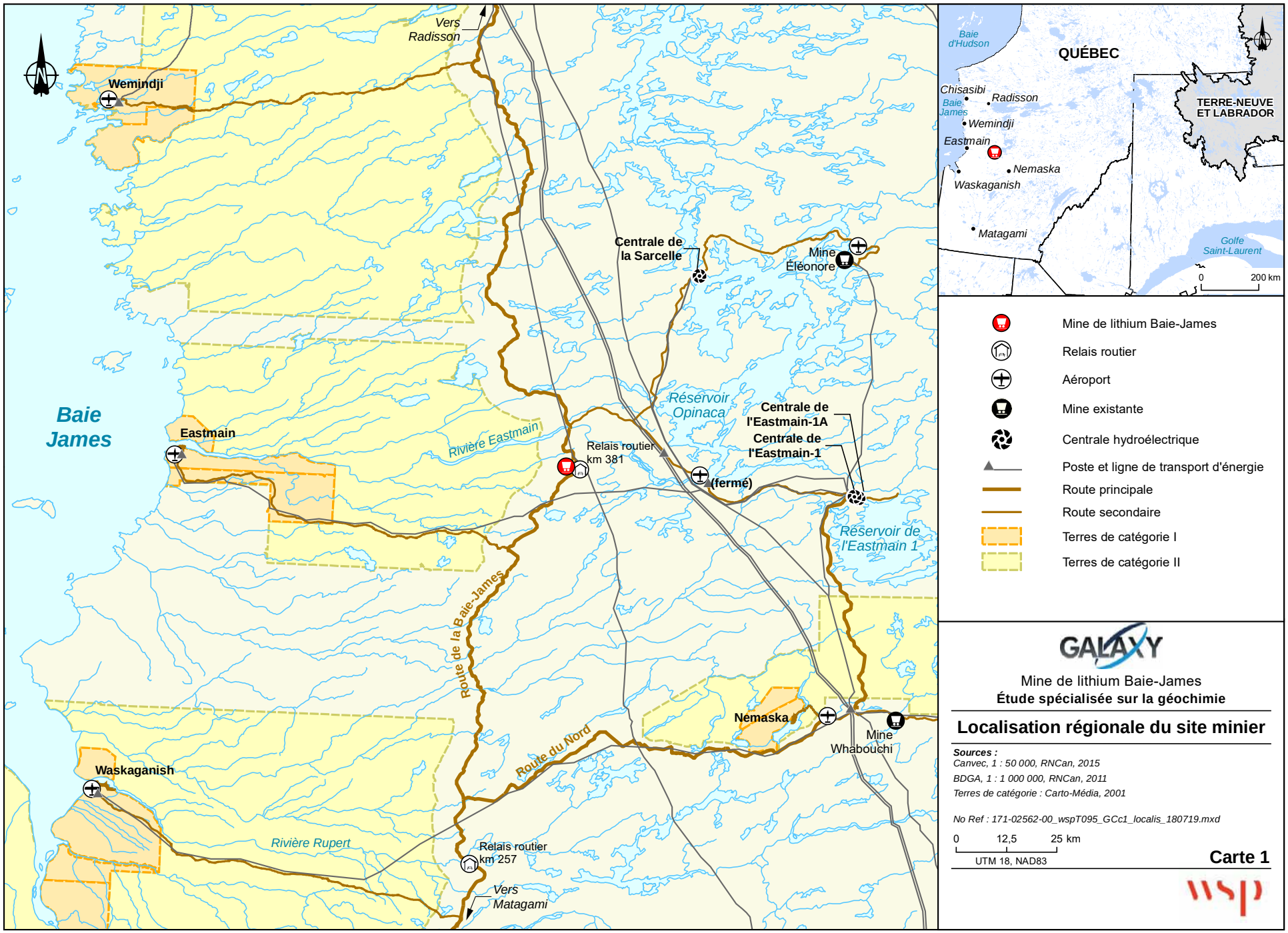
Le projet prévoit l'exploitation d'une fosse de façon conventionnelle d'où environ 2 Mt par année de pegmatites à spodumène seront extraites pour ensuite être dirigées vers un concentrateur. Outre ces installations, le site accueillera notamment des aires d'accumulation (mort-terrain, terre végétale, stériles/résidus, minerai, concentré), des bassins de rétention, une unité de traitement d'eau, des bâtiments administratifs, un campement pour les travailleurs, des ateliers et entrepôts, ainsi qu'un dépôt d'explosifs. La période d'exploitation prévue est de 16 ans.

Le projet mine de lithium Baie-James est assujetti à la procédure provinciale d'évaluation et d'examen des impacts sur l'environnement, tel que prévu à l'article 153 du chapitre II de la *Loi sur la qualité de l'environnement* (LQE). L'annexe A de la LQE liste les projets obligatoirement soumis à la procédure d'évaluation et d'examen, dont « tout projet minier, y compris l'agrandissement, la transformation ou la modification d'une exploitation minière existante ». Conjointement à la LQE, l'annexe 1 du chapitre 22 de la CBJNQ dresse une liste de projets soumis au processus d'évaluation, dont les projets d'exploitation minière. Le projet est également assujetti à une évaluation environnementale fédérale, comme prévu à l'article 13 de la *Loi canadienne sur l'évaluation environnementale* (2012) (L.C. 2012, ch. 19, art. 52), puisque l'extraction de minerai dépassera 3 000 t/jour (article 16(a)) et que la capacité de l'usine de concentration dépassera 4 000 t/jour (article 16(b) du *Règlement désignant les activités concrètes* (DORS/2012-147)).

Galaxy a fait appel à WSP Canada inc. (WSP) afin de l'accompagner dans la réalisation d'une étude d'impact sur l'environnement pour ce projet. WSP a donc réalisé une caractérisation géochimique des stériles miniers, du minerai, des dépôts meubles de surface et des résidus miniers qui seront extraits et produits lors de la mise en production du gisement. Le présent rapport fait état de ces résultats.

1.2 OBJECTIFS DE L'ÉTUDE

La présente caractérisation géochimique a pour but d'évaluer le potentiel de lixiviation et de génération d'acide de ces matériaux sur un nombre limité d'échantillons, en vue d'évaluer préliminairement les mesures d'intervention nécessaires pour minimiser l'impact environnemental de l'extraction du minerai et l'entreposage des stériles et résidus miniers. De plus, l'étude fournira des recommandations concernant la poursuite du programme de caractérisation géochimique par des essais statiques et cinétiques, si requis.



GALAXY

Mine de lithium Baie-James

Étude spécialisée sur la géochimie

Localisation régionale du site minier

Sources :

Canvec, 1 : 50 000, RNCan, 2015

BDGA, 1 : 1 000 000, RNCan, 2011

Terres de catégorie : Carto-Média, 2001

No Ref : 171-02562-00_wspT095_GCc1_localis_180719.mxd

0 12,5 25 km

UTM 18, NAD83

Carte 1

wsp

2 SÉLECTION DES ÉCHANTILLONS

2.1 CONTEXTE GÉOLOGIQUE LOCAL

Selon les informations tirées de la description de projet (WSP, 2017), et du rapport d'évaluation des ressources minérales du projet (SRK Consulting, 2010), la mine de lithium Baie-James est située dans la province géologique du Supérieur et fait partie de la ceinture de roches vertes archéennes du groupe d'Eastmain. Les roches de cette ceinture volcanique sont majoritairement constituées d'amphibolites, et de roches métasédimentaires et métavolcaniques. Sous les roches du groupe d'Eastmain, on retrouve la formation d'Auclair, composée de paragneiss recoupé par des intrusions de pegmatite à spodumène. Les roches non intrusives de la propriété montrent une foliation est-nord-est et un pendage subvertical, alors que les intrusions sont plutôt massives.

Le gisement de la mine de lithium Baie-James est constitué d'essaim de dykes et de lentilles de pegmatite, qui atteignent chacun jusqu'à 150 m de largeur par 100 m de longueur. L'ensemble des essaims est compris dans un corridor discontinu s'étendant sur environ 4 km de longueur par 300 m de largeur. Une bordure de contact de quelques centimètres d'épaisseur est visible au contact des pegmatites et des roches encaissantes.

Les pegmatites composant le gisement de la mine Baie-James contiennent du spodumène, qui est retrouvé en cristaux d'une taille variant de 5 cm à plus d'un mètre.

2.2 TYPES DE LITHOLOGIES

D'après la consultation des rapports de forages disponibles et selon les informations recueillies auprès des géologues de projet, quatre lithologies principales ont été ciblées pour la caractérisation géochimique des stériles de la mine de lithium Baie-James. Une unité représentative du minerai qui sera extrait a également été sélectionnée. Ces unités sont décrites plus en détail dans les sous-sections qui suivent.

2.2.1 STÉRILES

2.2.1.1 *PEGMATITE STÉRILE*

L'unité de pegmatite stérile (I1G), de couleur blanche à grise, est caractérisée par un assemblage de cristaux de quartz, feldspaths et de micas, à habitus grossier. De l'apatite est également présente en traces par endroits. Des cristaux de spodumène sont présents dans la pegmatite classée stérile, généralement en proportion moindre que dans la pegmatite considérée comme minerai. Cette unité est évaluée en tant que stériles en périphérie du gisement de pegmatite à spodumène et au contact des unités de gneiss.

2.2.1.2 *GNEISS*

L'unité de gneiss (M1) présente une couleur variant du gris foncé au brun gris. Elle est composée de roches sédimentaires métamorphisées, et la taille des grains varie de fins à grossiers. Les minéraux qui y sont retrouvés varient selon le protholite, mais la biotite, le quartz et le feldspath sont communs. Le gneiss est également altéré en chlorite par endroits. Une faible foliation orientée en moyenne entre 20 et 55 degrés est visible dans cette unité.

2.2.1.3 *GNEISS RUBANNÉ*

L'unité de gneiss rubanné (M2) est semblable à l'unité M1, mais présente un rubanement, induit par la ségrégation des minéraux lors du métamorphisme, qui la distingue de l'unité M1. Des plis sont parfois visibles dans cette unité.

2.2.1.4 *ROCHE VOLCANIQUE MAFIQUE/BASALTE*

L'unité composée de roche volcanique mafique (V3) et de basalte (V3B) est de couleur vert-noirâtre foncé et est finement grenue. L'amphibolitisation et la chloritisation sont des types d'altérations communes dans cette unité. Des traces de minéraux sulfureux sont localement observées dans cette unité.

2.2.2 *MINERAI*

Le minerai de lithium est associé au spodumène compris dans les intrusions pegmatitiques associées à la famille des pegmatites « LCT » (Lithium-Cesium-Tantalum), du type « albite-spodumène) (SRK, 2010). Ces pegmatites se sont formées suite à la cristallisation de fluides post-magmatiques enrichis en éléments légers tel le lithium. Les principaux minéraux qui la composent sont les feldspaths de texture perthitique (combinaison par exsolution de felsdpaths potassiques et sodiques), le spodumène, le quartz et la muscovite. En plus faibles proportions, il est également possible de retrouver localement de l'apatite, du béryl, des oxydes de fer, de la serpentine ou encore de la tourmaline.

Le spodumène retrouvé dans les pegmatites du projet mine de lithium Baie-James se présente en cristaux grossiers, et ses cristaux sont de couleur transparente, jaune, verte ou plus rarement rose ou bleu clair.

2.3 MÉTHODOLOGIE

La sélection des échantillons visait à obtenir une représentativité spatiale adéquate des stériles et du minerai qui seront extraits et mis en entreposage lors de l'exploitation de la mine de lithium Baie-James, de même que des résidus miniers qui seront produits en cours d'exploitation. De façon préliminaire, un certain nombre d'échantillons par lithologie a été soumis à l'analyse afin d'évaluer sommairement le comportement géochimique des quatre unités lithologiques formant les stériles et de l'unité formant le minerai. De plus, les échantillons de résidus miniers ont été récupérés à la suite de la réalisation des essais métallurgiques effectués par le laboratoire SGS de Lakefield en Ontario sur des échantillons de minerai sélectionnés par Galaxy. Les résidus sont représentatifs des procédés métallurgiques qui seront appliqués en cours d'opération.

De manière générale, le pourcentage moyen de minéraux sulfureux présents dans les stériles et le minerai est également utilisé pour la sélection des échantillons. Toutefois, Galaxy a indiqué à WSP n'avoir aucune donnée disponible concernant la concentration en minéraux sulfureux dans sa base de données. Par contre, il a été observé lors de la description des carottes de forages que les minéraux sulfureux sont plus abondants au contact de l'enveloppe minéralisée et des gneiss encaissants.

La sélection a été basée sur les informations mises à la disposition de WSP, soit des rapports de forages et des études antérieures. Toutefois, après validation auprès des géologues du projet, il a été constaté que des disparités existaient entre les descriptions colligées dans les rapports de forage et la composition réelle des carottes de forage décrites. La description visuelle des carottes de forage comportant une certaine part de subjectivité, les données issues de la description des carottes ont été validées auprès des géologues de projet, qui ont assisté WSP dans la sélection des échantillons en validant la cohérence des descriptions et en proposant des alternatives, lorsque requis.

2.4 ÉCHANTILLONS SÉLECTIONNÉS

Au total, 10 échantillons de l'unité V3B, 20 de l'unité M2, 21 de l'unité I1G et 30 de l'unité M1 ont été sélectionnés, de façon à assurer une couverture spatiale uniforme des stériles qui seront potentiellement extraits au cours de l'exploitation. Puisque cette information n'était pas disponible au moment du choix des échantillons, ceux-ci n'ont pas été sélectionnés afin d'obtenir une représentativité du tonnage de stériles qui sera extrait en cours d'exploitation, mais plutôt en fonction du pourcentage d'occurrence des unités lithologiques dans les forages réalisés.

Le tonnage de chacune des unités des stériles qui seront extraites a été rendu disponible à WSP après la sélection des échantillons considérés pour cette caractérisation géochimique. À titre comparatif, le tableau 1 présente les

proportions de chaque unité lithologique qui composeront les stériles miniers et la distribution du nombre d'échantillons de chacune des unités ayant été considérés dans le cadre de cette caractérisation géochimique. Bien que les proportions des unités I1G et V3B aient été surestimées, les quantités d'échantillons sélectionnés pour chacune des unités peuvent tout de même globalement être considérées comme relativement représentatives des conditions d'entreposage en période d'exploitation sur la halde à stériles. Les échantillons de stériles sélectionnés sont présentés à l'annexe B (tableau B-1).

De plus, 28 échantillons de l'unité I1G sur des sections considérées comme du minerai ont été sélectionnés, et leur détail est présenté à l'annexe B (tableau B-2). Finalement, 12 échantillons de résidus prélevés à partir des essais métallurgiques, réalisés sur du minerai ayant été sélectionné dans des carottes de forages, ont également été sélectionnés.

Des échantillons de deux types de sols de surface retrouvés dans le secteur du projet, soit 15 échantillons provenant de l'unité de sable et six échantillons provenant d'une unité d'argile, ont également été soumis aux analyses en métaux et aux essais de lixiviation, afin de vérifier si ceux-ci peuvent avoir un impact sur l'environnement en cours d'entreposage. Les échantillons de sols ont été prélevés dans le cadre de l'étude des teneurs de fond (WSP, 2018a) et de l'étude géotechnique (WSP, 2018b) du projet. Les informations concernant le prélèvement et la localisation de ces échantillons sont détaillées dans ces études sectorielles.

Tableau 1 : Comparaison des tonnages des unités de stériles en fonction des échantillons considérés

Unité	Tonnage (tm)	Pourcentage relatif du tonnage total	Nombre d'échantillons prélevés	Pourcentage relatif des échantillons sélectionnés (%)
M1	98 989 641	84,9 %	30	37,04
M2	16 274 088	14,0 %	20	24,69
V3B	1 008 878	0,9 %	10	12,35
I1G	367 461	0,3 %	21	25,93
Total	**116 640 067**	**100 %**	**81**	**100**

3 PROGRAMME ANALYTIQUE

3.1 PROGRAMME ANALYTIQUE

Les échantillons sélectionnés ont été soumis à divers essais statiques afin d'évaluer le comportement géochimique des stériles, du minerai et des résidus. Les analyses suivantes ont été réalisées sur certains des échantillons sélectionnés :

- carbone organique total;
- pH;
- radionucléides;
- métaux disponibles;
- essais de lixiviation pour l'évaluation de la mobilité des espèces inorganiques (TCLP, EPA 1311);
- essais de lixiviation pour la simulation des pluies acides (SPLP, EPA 1313);
- essais lixiviation à l'eau (CTEU-9);
- teneur en soufre;
- potentiel de génération d'acide statique, *Modified Acid Base Accounting* (MABA).

3.2 PROGRAMME DE CONTRÔLE DE LA QUALITÉ

Un programme de contrôle de la qualité a été préparé afin de confirmer la validité des méthodes d'analyse et des résultats. Ainsi, ce programme comprenait le prélèvement d'échantillons en duplicata dans une proportion de 10 %, ceci permettant également de vérifier la représentativité des résultats dans des sections de carottes de forage différentes. Les duplicatas ont été prélevés sur une section de carotte de forage contiguë à celle de l'échantillon mère.

Des contrôles internes ont également été effectués par le laboratoire dans le contexte de son propre programme de contrôle de la qualité.

3.3 CRITÈRES APPLICABLES

3.3.1 MÉTAUX DISPONIBLES ET POTENTIEL DE LIXIVIATION

Les résultats analytiques en métaux disponibles ont été interprétés en fonction des critères génériques du Guide d'intervention – Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (Guide d'intervention) du ministère du Développement durable, de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques (MDDELCC) pour la province géologique du Supérieur. De plus, les résultats analytiques ont également été comparés aux critères de la Directive 019 (D019), qui mentionne que les résidus miniers ne doivent pas excéder les critères « A » du Guide d'intervention du MDDELCC afin de pouvoir être considérés comme étant à faible risque ou ne pas lixivier à des concentrations supérieures à celles mentionnées au tableau 1 de l'annexe II de la D019 pour classifier un résidu minier comme étant lixiviable. Tous les échantillons ayant des concentrations en métaux supérieures au critère générique « A » du Guide d'intervention ont été soumis à des essais de lixiviation de type TCLP.

Les stériles miniers excédant le critère « A » peuvent tout de même être considérés « à faible risque » si leurs concentrations en métaux ne dépassent pas la teneur de fond locale à l'endroit de l'aire d'accumulation. Si le lixiviat produit présente des concentrations supérieures aux limites maximales indiquées dans le tableau 1 de l'annexe 2 de la D019, les résidus miniers sont classés comme étant « à risques élevés ». D'autre part, les résidus miniers sont

considérés comme « lixiviables » si, lorsque soumis à l'essai TCLP (EPA 1311), leur lixiviat présente des concentrations supérieures aux critères applicables pour la protection des eaux souterraines, soit les critères de résurgence dans les eaux de surface (RES). Il est à noter que les critères de RES ont été calibrés en fonction de la dureté du milieu récepteur, soit une valeur de 10 mg/L de $CaCO_3$. Cette valeur a été sélectionnée selon les recommandations du Guide d'intervention, puisque la valeur de dureté médiane obtenue à partir des échantillons d'eau de surface prélevés dans le contexte de l'étude hydrogéologique du projet (WSP, 2018c) était inférieure à 10 mg/L, qui est la valeur minimale applicable pour le calcul des critères RES en fonction de la dureté.

3.3.2 POTENTIEL DE GÉNÉRATION D'ACIDE

L'essai statique de type « Modified acid base accounting » (MABA) dresse le potentiel net de neutralisation d'acide (PNN), soit le bilan entre le potentiel de génération d'acidité (PA) d'un matériau, qui est relié à la présence de minéraux sulfureux, et son potentiel de neutralisation de l'acidité (PN), qui est relié à la présence de minéraux carbonatés et à certains silicates ayant un pouvoir de neutralisation (tableau 2).

La D019 définit des résidus ou stériles miniers acidogènes comme étant des résidus ou stériles miniers contenant du soufre (S_{total}) en quantité supérieure à 0,3 % et dont le potentiel de génération acide a été confirmé par des essais de prévision statiques, en répondant à au moins une des deux conditions suivantes :

— le potentiel net de neutralisation (PNN) d'acide est inférieur à 20 kg $CaCO^3$/tonne de résidus;

— le rapport du potentiel de neutralisation d'acide sur le potentiel de génération d'acide (PN/PA) est inférieur à 3.

Tableau 2 : Critères d'interprétation du potentiel de génération d'acide

Critère	Paramètre	Potentiellement générateur d'acide (PGA)	Non potentiellement générateur d'acide (NPGA)
Directive 019 (MDDEP, 2012)	S_{total}	≥0,3 %	<0,3 %
	Si S_{total} est ≥0,3 %		
	PNN (PN-PA)	≤20	>20
	PN/PA	≤3	>3

Des essais de prévision cinétiques peuvent aussi être réalisés pour confirmer ou infirmer le caractère acidogène obtenu à la suite des résultats des essais de prévision statiques qui ont été réalisés.

L'interprétation des résultats obtenus en laboratoire a été effectuée à partir des trois critères de la D019 auxquels la zone d'incertitude, telle que développée par l'Unité de recherche et de service en technologie minérale (URSTM, 1997), est appliquée. En effet, le *Mine Environment Neutral Drainage Program* (MEND, 2009) ne recommande pas l'utilisation de la concentration en soufre total (exprimée en %) comme critère générique, puisque le potentiel de génération acide dépend de l'importance du PN; dans certains cas, de faibles pourcentages de sulfures (<0,3 %) peuvent causer du drainage minier acide (DMA) si le PN est insuffisant pour contrebalancer le PA. Une attention particulière doit par conséquent être portée aux matériaux ayant de faibles PA et PN, puisqu'une faible variation d'une de ces deux variables peut affecter significativement les conclusions concernant le PGA des matériaux d'un site. Dans les cas de faibles concentrations en PN et PA, le ratio PN/PA devient un meilleur indicateur du potentiel de génération acide.

Dans la méthode développée par l'URSTM (URSTM, 1997), le PNN (correspondant à la différence PN-PA) est classifié de la façon suivante :

— PN-PA > 20 Non générateur

— -20 < PN-PA < 20 Zone d'incertitude

— PN-PA < -20 Potentiel générateur d'acide

tandis que les ratios PN/PA sont classifiés de la façon suivante :

- PN/PA ≥ 3 Non générateur acide
- 3 > PN/PA ≥ 1 Zone d'incertitude
- PN/PA < 1 Potentiel générateur d'acide

Lorsque les échantillons se trouvent dans la zone d'incertitude malgré une concentration en sulfures inférieure à 0,3 %, ils sont classés dans la zone d'incertitude par précaution.

L'interprétation des résultats obtenus en laboratoire a été effectuée à partir des trois critères de la D019 ainsi que de ceux de l'URSTM et le MEND.

3.3.3 RADIOACTIVITÉ

Les résultats de mesure du rayonnement ionisant dans les différentes matrices ont été comparés au ratio S de l'article 3 du *Règlement sur les matières dangereuses* (RMD) (Québec, 2017c) et aux Limites de rejet dérivées (LRD) inconditionnelles pour des sources de matières radioactives naturelles diffuses solides ou aqueuses tirées des *Lignes directrices canadiennes pour la gestion des matières radioactives naturelles* (MRN) (Santé Canada, 2014). Enfin, pour les membres du public, une limite de dose efficace de 1 mSv est préconisée par le *Règlement sur la radioprotection* (Canada, 2000).

4 RÉSULTATS – STÉRILES

4.1 POTENTIEL DE LIXIVIATION

4.1.1 MÉTAUX DISPONIBLES

L'ensemble des 81 échantillons de stériles ont été analysés pour leur contenu en métaux disponible. Seul l'échantillon W170498 (I1G-6), a présenté des résultats en métaux disponibles inférieurs aux critères « A » du Guide d'intervention. Tous les autres échantillons analysés pour toutes les lithologies ont présenté des résultats en métaux disponibles supérieurs aux critères « A » du Guide d'intervention pour au moins un des paramètres suivants : As, Co, Cr, Cu, Mn, Ni et Zn. En raison de ces dépassements, le niveau de risques de ces échantillons de stériles (élevé ou faible) et leur degré de lixiviabilité ont dû être évalués à l'aide d'essais de lixiviation TCLP.

Les résultats des analyses en métaux disponibles sur les stériles sont présentés à l'annexe C (tableau C-1) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-1.

4.1.2 ESSAI DE LIXIVIATION POUR LA MOBILITÉ DES ESPÈCES INORGANIQUES

Tous les échantillons de stériles pour lesquels des concentrations en métaux disponibles supérieures aux critères « A » du Guide d'intervention ont été soumis à l'essai de lixiviation pour la mobilité des espèces inorganiques (TCLP-1311), soit un total de 80 échantillons. Ainsi tous les échantillons ont été soumis à cet essai, sauf l'échantillon I1G-6.

Les résultats de cet essai de lixiviation n'ont montré aucun dépassement des critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, permettant de déterminer le niveau de risque des matériaux analysés. Ainsi, les stériles du projet mine de lithium Baie-James sont classés « à risque faible ».

Toutefois, plusieurs dépassements des critères RES du Guide d'intervention ont été obtenus. Des dépassements du critère RES pour le manganèse ont été observés dans 46 % des échantillons analysés, toute unité géologique confondue. Le manganèse (Mn^{2+}) s'avère soluble à des pH faibles, tel que le pH utilisé dans les essais TCLP (simulation d'un milieu acide). Sa présence dans les eaux de lixiviation n'est pas anormale bien que la concentration en Mn dans les échantillons de stériles demeure faible (inférieure à 1 000 mg/kg).

Les échantillons de l'unité I1G présentent un dépassement du critère RES en cuivre et en zinc dans une proportion de 55 %. De plus, 5 % des échantillons ont montré un dépassement du critère RES pour le cadmium et le plomb. Finalement, 95 % des échantillons analysés présentent un dépassement du critère RES pour le manganèse.

Les échantillons de l'unité M1 ont montré un dépassement du critère RES en baryum pour 77 % des échantillons analysés. De plus, 30 % des échantillons de cette unité ont montré un dépassement du critère RES pour le cadmium, alors que 63 % des échantillons de M1 ont montré des dépassements en zinc. Finalement, 47 % des échantillons de l'unité de M1 ont montré un dépassement du critère RES pour le nickel et le plomb, alors que 10 % de ceux-ci ont montré un dépassement en manganèse, et 3 % d'entre eux ont montré un dépassement en arsenic et en cuivre.

En ce qui concerne les échantillons de l'unité M2, 77 % d'entre eux ont montré un dépassement du critère RES en baryum. De plus, 65 % des échantillons ont montré un dépassement en plomb, 55 % en zinc, 30 % en nickel, et 15 % en cadmium. Finalement, 5 % des échantillons ont montré un dépassement du critère RES en manganèse.

Les échantillons de l'unité V3B ont tous montré un dépassement du critère RES en arsenic, en baryum et en nickel, et 30 % d'entre eux ont également montré un dépassement en manganèse.

En regard de la D019, les unités de stériles miniers sont toutes jugées lixiviables à des degrés différents. Les résultats de l'essai de lixiviation TCLP sur les stériles sont présentés à l'annexe C (tableau C-2) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-1.

4.1.3 ESSAI DE LIXIVIATION POUR LA SIMULATION DES PLUIES ACIDES

Les échantillons de stériles ayant indiqué les valeurs les plus élevées de dépassements du critère RES ou des dépassements du critère RES pour au moins deux paramètres à l'essai TCLP ont été soumis à l'essai de lixiviation SPLP. Ces échantillons ont été jugés les plus à risque de lixivier à l'essai SPLP. Au total, de 56 échantillons, soit 20 échantillons de l'unité I1G, 24 échantillons de l'unité M1, 8 échantillons de l'unité M2 et 5 échantillons de l'unité V3B ont été soumis à l'essai SPLP.

Les résultats de cet essai de lixiviation n'ont montré aucun dépassement des critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, permettant de déterminer le niveau de risque des matériaux, ce qui vient appuyer la détermination du niveau de risque associé aux matériaux à l'aide de l'essai TCLP réglementaire, soit des matériaux « à risque faible ».

Toutefois, plusieurs dépassements des critères RES du Guide d'intervention ont été obtenus.

Les échantillons de l'unité I1G présentent un dépassement du critère RES en mercure dans une proportion de 25 % (5 des 20 échantillons). De plus, 2des 20 échantillons analysés (10 %) ont montré un dépassement du critère RES pour le zinc, alors qu'un des échantillons (5 %) excédait le critère RES pour le baryum et un autre pour l'argent (5 %).

Les échantillons de l'unité M1 ont montré un dépassement du critère RES en cuivre dans 4 des 24 échantillons analysés (17 %). De plus, 3 des échantillons ont montré un dépassement du critère RES en zinc (13 %), 2 en argent (8 %) et 1 en nickel (4 %).

Aucun dépassement des critères RES n'a été noté pour les échantillons de l'unité M2.

Finalement, tous les échantillons de l'unité V3B analysés ont montré un dépassement du critère RES en arsenic.

Bien que les dépassements des critères RES soient moins fréquents à l'essai SPLP (pH plus élevé), les unités de stériles sont tout de même jugées lixiviables.

Les résultats de l'essai de lixiviation SPLP sur les stériles sont présentés à l'annexe C (tableau C-3) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-1.

4.1.4 ESSAI DE LIXIVIATION À L'EAU

Les mêmes échantillons ayant été soumis à l'essai de lixiviation SPLP ont été soumis à l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9).

Tous les échantillons de l'unité I1G présentent un dépassement du critère RES en cuivre, en plomb et en zinc. De plus, 18 des 20 échantillons analysés (90 %) ont montré un dépassement du critère RES pour le manganèse, de même que 4 en arsenic (25 %) et 2 % en cadmium (10 %).

Tous les échantillons de l'unité M1 ont montré un dépassement du critère RES en cuivre. De plus, 21 des 24 échantillons (88 %) ont montré un dépassement du critère RES en baryum, en plomb et en zinc, alors que 19 des 24 échantillons (79 %) ont montré un dépassement en argent et 18 des 24 échantillons en cadmium et en nickel (75 %). Finalement, 17 des 24 échantillons ont montré un dépassement en arsenic (71 %), dont un de ces échantillons qui a également montré un dépassement du critère du tableau 1 de l'annexe II de la D019 pour l'arsenic (4 %).

Tous les échantillons de l'unité M2 ont montré un dépassement du critère RES en argent, en baryum, cadmium, cuivre, en plomb et en zinc. De plus, 7 des 8 échantillons (88 %) ont montré un dépassement du critère RES en arsenic, 6 en nickel (75 %) et 1 en manganèse (13 %).

Finalement, 4 des 5 échantillons de l'unité V3B analysés (80 %) ont montré un dépassement du critère RES en baryum, en cuivre et en nickel, alors que 2 des échantillons (40 %) ont montré un dépassement en zinc. De plus, 1 des échantillons (20 %) a montré un dépassement du critère RES pour les fluorures. Finalement, tous les échantillons analysés ont montré un dépassement du critère RES pour l'arsenic, et 80 % d'entre eux ont également montré un dépassement du critère du tableau 1 de l'annexe II de la D019 pour l'arsenic.

De nombreux dépassements des critères, dont ceux de la D019, ont été obtenus pour cet essai, et peuvent s'expliquer par le fait que les stériles analysés sont broyés à une granulométrie très fine (100 mesh), ce qui peut se traduire par une plus grande surface spécifique des matériaux et par une solubilité plus élevée de certains métaux. Bien que les critères de la D019 s'appliquent seulement pour les résultats de l'essai TCLP, les dépassements en arsenic du critère de la D019 à l'essai CTEU-9 doivent être considérés, puisque les conditions de terrain se prêtent mieux à la lixiviation à l'eau qu'à l'acide. Cette granulométrie est toutefois loin de celle des stériles qui seront mis en pile au site.

Les résultats de l'essai de lixiviation CTEU-9 sur les stériles sont présentés à l'annexe C (tableau C-4) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-1.

4.2 ESSAI STATIQUE DE POTENTIEL DE GÉNÉRATION ACIDE

La totalité des 25 échantillons de l'unité I1G soumis à l'essai statique MABA présentait des concentrations en $S_{totales}$ inférieures à 0,3 %; tous les échantillons de l'unité I1G sont donc classés comme non potentiellement générateurs d'acide (NPGA) en regard de la D019. De plus, l'analyse de la différence entre le potentiel de neutralisation brut (PN) et le potentiel d'acidité maximum (PA), de même que le ration PN/PA, a permis de confirmer que tous les échantillons de l'unité I1G sont classés comme NPGA, en regard des critères de la D019 et de l'URSTM et du MEND également.

Pour ce qui est des échantillons de l'unité M1, 30 % de ceux-ci sont classés comme potentiellement générateurs d'acide (PGA) en regard des critères de la D019. En comparant les résultats aux critères établis par l'URSTM et le MEND, 21 d'entre eux (70 %) sont situés dans la zone d'incertitude, alors que 6 d'entre eux (20 %) sont considérés PGA et 3 (10 %) NPGA.

Parmi les échantillons de l'unité M2, 10 (50 %) sont classés comme PGA en regard des critères de la D019. En comparant les résultats aux critères établis par l'URSTM et le MEND, huit d'entre eux (40 %) sont situés dans la zone d'incertitude, alors que 11 (55 %) sont considérés PGA et 5 % NPGA.

Finalement, tous les 10 échantillons de l'unitéV3B soumis à l'essai statique MABA présentaient des concentrations en $S_{totales}$ inférieures à 0,3 %; ils sont donc classés comme NPGA en regard de la D019. De plus, l'analyse de la différence entre le PN et PA, de même que le ratio PN/PA, a permis de confirmer que tous les échantillons de l'unité V3B sont classés comme NPGA en regard des critères de l'URSTM et du MEND également.

Les résultats de l'essai MABA sur les stériles sont présentés à l'annexe C (tableau C-5) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-1.

4.3 AUTRES ESSAIS

4.3.1 CONTENU EN CARBONE ORGANIQUE TOTAL

Plusieurs échantillons ont été analysés pour déterminer leur contenu en COT dans chacune des unités lithologiques. Le contenu en COT dans chacune des lithologies s'est avéré inférieur à la limite de détection rapportée par le laboratoire pour tous les échantillons analysés, soit 0,3 mg/kg. Ces résultats sont présentés à l'annexe C (tableau C-1), et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-1.

4.3.2 VALEUR DE PH

Les valeurs de pH mesurées variaient entre 7,0 et 8,4 pour l'unité I1G, alors qu'elles étaient comprises entre 6,89 et 9,19 pour l'unité M1. Les valeurs de pH mesurées pour l'unité M1 variaient entre 6,93 et 9,22, alors qu'elles étaient comprises entre 9,39 et 9,74 pour l'unité V3B. Ces résultats sont présentés à l'annexe C (tableau C-1), et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-1.

4.3.3 RADIONUCLÉIDES

En regard du RMD, aucun des huit échantillons de stériles analysés n'est considéré comme des matières dangereuses. Les stériles miniers ont obtenu des sommes des ratios S inférieures à 1 et ne sont, par conséquent, pas considérés comme des matières dangereuses. Ces résultats sont présentés à l'annexe C (tableau C-6) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-1.

5 RÉSULTATS – MINERAI

5.1 POTENTIEL DE LIXIVIATION

5.1.1 MÉTAUX DISPONIBLES

L'ensemble des 28 échantillons de minerai ont été analysés pour déterminer leur contenu en métaux disponibles. Seul l'échantillon W171708 (MZ-2), a présenté des résultats en métaux disponibles inférieurs aux critères « A » du Guide d'intervention. Tous les autres échantillons analysés ont présenté des résultats en métaux disponibles supérieurs aux critères « A » du Guide d'intervention pour au moins un des paramètres suivants : As, Cd, Co, Cr, Cu, Ni et Zn. En raison de ces dépassements, le niveau de risques de ces échantillons de stériles (élevé ou faible) et leur degré de lixiviabilité ont dû être évalués à l'aide d'essais de lixiviation TCLP.

Les résultats des analyses en métaux disponibles sur les échantillons de minerai sont présentés à l'annexe D (tableau D-1) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-2.

5.1.2 ESSAI DE LIXIVIATION POUR LA MOBILITÉ DES ESPÈCES INORGANIQUES

Tous les échantillons de minerai pour lesquels des concentrations en métaux disponibles supérieures aux critères « A » du Guide d'intervention ont été soumis à l'essai de lixiviation pour la mobilité des espèces inorganiques (TCLP), soit 27 échantillons.

Les résultats de cet essai de lixiviation ont montré un dépassement des critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, permettant de déterminer le niveau de risque des matériaux analysés, soit en arsenic dans l'échantillon MZ-11. Un dépassement du critère de la D019 pour les nitrites a également été obtenu dans le duplicata DUP-MZ-14 seulement, alors qu'aucun dépassement n'a été observé dans son échantillon mère (MZ-14). Toutefois, comme 96 % des échantillons de minerai n'ont montré aucun dépassement de ces critères, le minerai du projet est classé « à risque faible ».

Toutefois, plusieurs dépassements des critères RES du Guide d'intervention ont été obtenus. Des dépassements du critère RES pour le manganèse ont été observés dans 83 % des échantillons analysés. Le manganèse (Mn^{2+}) s'avère soluble à des pH faibles, tel que le pH utilisé dans les essais TCLP (simulation d'un milieu acide). Sa présence dans les eaux de lixiviation n'est pas anormale bien que la concentration en Mn dans les échantillons de stériles demeure faible (inférieure à 1 000 mg/kg).

De plus, 50 % des échantillons ont montré un dépassement du critère RES pour le zinc, alors que 46 % des échantillons excédaient le critère RES pour le cuivre. Finalement, 42 % des échantillons ont montré un dépassement du critère RES en baryum, 30 % en plomb, 21 % en nickel, 17 % en arsenic et 13 % en cadmium.

En regard de la D019, le minerai est jugé lixiviable. Les résultats de l'essai de lixiviation TCLP sur les échantillons de minerai sont présentés à l'annexe D (tableau D-2) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-2.

5.1.3 ESSAI DE LIXIVIATION POUR LA SIMULATION DES PLUIES ACIDES

Un total de 18 échantillons ont été soumis à l'essai de lixiviation pour la simulation des pluies acides (SPLP). Ces échantillons ont été sélectionnés puisque ceux-ci avaient présenté les valeurs les plus élevées de dépassements des critères RES ou des dépassements du critère RES pour au moins deux paramètres à l'essai TCLP. Ces échantillons ont été jugés les plus à risque de lixivier à l'essai SPLP.

Les résultats de cet essai de lixiviation n'ont montré aucun dépassement des critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, ce qui vient appuyer la détermination du niveau de risque associé aux matériaux à l'aide de l'essai TCLP réglementaire, soit des matériaux « à risque faible ».

Toutefois, quelques dépassements des critères RES du Guide d'intervention ont été obtenus, soit pour le cuivre et le zinc dans 2 des 18 échantillons analysés (118 %), ainsi que pour l'argent, l'arsenic, le mercure et le nickel dans un des échantillons analysés (6 %).

Bien que l'essai SPLP ne peut se substituer à l'essai de lixiviation TCLP pour évaluer la lixiviabilité des métaux, celui-ci indique que le changement de pH a une incidence sur la solubilité des métaux, peu importe la concentration de ceux-ci ou leur importance relative dans les matériaux solides.

Les résultats de l'essai de lixiviation SPLP sur les échantillons de minerai sont présentés à l'annexe D (tableau D-3) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-2.

5.1.4 ESSAI DE LIXIVIATION À L'EAU

Quatre échantillons ayant été soumis à l'essai de lixiviation SPLP ont été soumis à l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9). Des dépassements du critère RES ont été observés dans tous les échantillons analysés pour le cuivre, le plomb et le zinc alors que 3 des échantillons ont montré un dépassement en manganèse. De plus, un dépassement en argent et en arsenic a été obtenu dans un des quatre échantillons analysés.

Les résultats de l'essai de lixiviation CTEU-9 sur les échantillons de minerai sont présentés à l'annexe D (tableau D-4) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-2.

5.2 POTENTIEL DE GÉNÉRATION ACIDE

La totalité des 28 échantillons de minerai a été soumise à l'essai statique MABA.

Ainsi, 79 % d'entre eux présentaient des concentrations en $S_{totales}$ inférieures à 0,3 % et sont donc classés comme non potentiellement générateurs d'acide (NPGA) en regard de la D019, et donc 21 % des échantillons sont classés comme potentiellement générateurs d'acide (PGA).

De plus, l'analyse de la différence entre le potentiel de neutralisation brut (PN) et le potentiel d'acidité maximum (PA), de même que le ratio PN/PA en regard des critères de l'URSTM et du MEND a permis de statuer que 64 % des échantillons sont NPGA, alors que 36 % sont compris dans la zone d'incertitude, et aucun ne sont classés PGA.

Les résultats de l'essai MABA sur les stériles sont présentés à l'annexe D (tableau D-5) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-2.

5.3 AUTRES ESSAIS

5.3.1 CONTENU EN CARBONE ORGANIQUE TOTAL

Cinq échantillons de minerai ont été analysés pour déterminer leur contenu en COT. Le contenu en COT s'est avéré inférieur à la limite de détection rapportée par le laboratoire pour tous les échantillons analysés, soit 0,3 mg/kg. Ces résultats sont présentés à l'annexe D (tableau D-1), et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-2.

5.3.2 VALEUR DE PH

Les valeurs de pH ont été mesurées dans cinq échantillons de minerai, et variaient entre 7,36 et 9,56. Ces résultats sont présentés à l'annexe D (tableau D-1), et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-2.

6 RÉSULTATS – RÉSIDUS

6.1 POTENTIEL DE LIXIVIATION

6.1.1 MÉTAUX DISPONIBLES

Les 12 échantillons de résidus analysés ont présenté un dépassement du critère « A » du Guide d'intervention pour l'arsenic. Les résultats de quatre de ces échantillons étaient également supérieurs au critère « B », alors qu'un cinquième était également supérieur au critère « C ». Les résultats pour tous les autres paramètres étaient inférieurs aux critères « A » du Guide d'intervention.

En raison de ces dépassements, le niveau de risques de ces échantillons de résidus (élevé ou faible) et leur degré de lixiviabilité ont dû être évalués à l'aide d'essais de lixiviation TCLP.

Les résultats des analyses en métaux disponibles sur les échantillons de résidus sont présentés à l'annexe E (tableau E-1) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-3.

6.1.2 ESSAI DE LIXIVIATION POUR LA MOBILITÉ DES ESPÈCES INORGANIQUES

L'ensemble des 12 échantillons de résidus miniers ont été soumis à l'essai de lixiviation pour la mobilité des espèces inorganiques (TCLP).

Les résultats de cet essai de lixiviation n'ont montré aucun dépassement des critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, permettant de déterminer que le niveau de risque des résidus analysés est classé comme « faible ».

Toutefois, tous les échantillons analysés ont montré des dépassements des critères RES du Guide d'intervention pour le cuivre et le manganèse. De plus, 33 % des échantillons ont montré un dépassement pour le cadmium, alors que l'échantillon Tailing #9 a également montré un dépassement du critère RES pour le mercure.

Le manganèse (Mn^{2+}) s'avère soluble à des pH faibles, tel que le pH utilisé dans les essais TCLP (simulation d'un milieu acide). Sa présence dans les eaux de lixiviation n'est pas anormale bien que la concentration en Mn dans les échantillons de résidus demeure faible (inférieure à 1 000 mg/kg).

En regard de la D019, les résidus miniers sont jugés lixiviables. Les résultats de l'essai de lixiviation TCLP sur les échantillons de résidus miniers sont présentés à l'annexe E (tableau E-2) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-3.

6.1.3 ESSAI DE LIXIVIATION POUR LA SIMULATION DES PLUIES ACIDES

Au total, cinq échantillons de résidus miniers ont été soumis à l'essai de lixiviation pour la simulation des pluies acides (SPLP), soit les échantillons numérotés 1, 3, 5, 9 et 11. Ces échantillons ont été sélectionnés puisque ceux-ci avaient les valeurs les plus élevées de dépassements du critère RES ou des dépassements du critère RES pour au moins deux paramètres à l'essai TCLP. Ces échantillons ont été jugés les plus à risque de lixivier à l'essai SPLP.

Les résultats de cet essai de lixiviation n'ont montré aucun dépassement des critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, ce qui vient appuyer la détermination du niveau de risque associé aux résidus à l'aide de l'essai TCLP réglementaire, soit « à risque faible ». De plus, aucun dépassement des critères de RES du Guide d'intervention n'a été observé pour aucun paramètre.

Bien que l'essai SPLP ne peut se substituer à l'essai de lixiviation TCLP pour évaluer la lixiviabilité des métaux, celui-ci indique que le changement de pH a une incidence sur la solubilité des métaux, peu importe la concentration de ceux-ci ou leur importance relative dans les matériaux solides.

Les résultats de l'essai de lixiviation SPLP sur les échantillons de résidus miniers sont présentés à l'annexe E (tableau E-3) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-3.

6.1.4 ESSAI DE LIXIVIATION À L'EAU

Les mêmes échantillons ayant été soumis à l'essai de lixiviation SPLP ont été soumis à l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9).

Les résultats de cet essai de lixiviation n'ont montré aucun dépassement des critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, ce qui vient appuyer la détermination du niveau de risque associé aux résidus à l'aide de l'essai TCLP réglementaire, soit « à risque faible ».

Toutefois, tous les échantillons ont montré un dépassement du critère RES du Guide d'intervention pour l'argent, le cuivre et le mercure.

Comme l'essai de lixiviation à l'eau est réalisé sur du matériel broyé à une granulométrie très fine (100 mesh), cette condition peut se traduire par une plus grande surface spécifique des matériaux et peut augmenter la solubilité de certains éléments, ce qui pourrait expliquer les résultats plus élevés pour certains métaux obtenus pour cet essai.

Les résultats de l'essai de lixiviation CTEU-9 sur les échantillons de résidus miniers sont présentés à l'annexe E (tableau E-4) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-3.

6.2 POTENTIEL DE GÉNÉRATION ACIDE

La totalité des 12 échantillons de l'unité I1G soumis à l'essai statique MABA présentait des concentrations en S_{total} inférieures à 0,3 %, et est donc toute classée comme non potentiellement générateurs d'acide (NPGA) en regard de la D019. De plus, l'analyse de la différence entre le potentiel de neutralisation brut (PN) et le potentiel d'acidité maximum (PA), de même que le ratio PN/PA, a permis de confirmer que tous les échantillons analysés sont classés comme NPGA, en regard des critères de l'URSTM et du MEND également.

Les résultats de l'essai MABA sur les résidus miniers sont présentés à l'annexe E (tableau E-5) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-3.

6.3 AUTRES ESSAIS

En regard du RMD, aucun des deux échantillons de résidus analysés n'est considéré comme des matières dangereuses. Les stériles miniers ont obtenu des sommes des ratios S inférieures à 1 et ne sont, par conséquent, pas considérés comme des matières dangereuses. Ces résultats sont présentés à l'annexe E (tableau E-6) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-3.

7 COMPARAISON – ÉCHANTILLONS DE SOLS

Des échantillons de sols prélevés dans le cadre d'une étude complémentaire du projet mine de lithium Baie-James (WSP, 2018a) ont également été soumis à divers essais afin de valider leur comportement géochimique et évaluer leur impact sur l'environnement lorsque ceux-ci feront l'objet d'entreposage. Les résultats de ces analyses ont été incorporés à ce rapport sont présentés dans les sous-sections qui suivent.

7.1 POTENTIEL DE LIXIVIATION

7.1.1 MÉTAUX DISPONIBLES

Les résultats d'analyses chimiques obtenus sur les échantillons de l'unité de sable ont montré des concentrations supérieures aux teneurs de fond établies pour la province géologique du Supérieur (critères génériques « A ») pour deux paramètres, soit l'arsenic (13 % des échantillons) et le chrome hexavalent (46 % des échantillons).

Pour l'unité d'argile, les résultats des analyses chimiques ont également montré des concentrations supérieures aux critères génériques « A » pour le cadmium (83 % des échantillons) et le chrome (33 % des échantillons).

Les résultats des analyses en métaux disponibles sur les échantillons de sols concernant la présente étude sont présentés à l'annexe F (tableaux F-1 et F-2) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-4.

7.1.2 ESSAI DE LIXIVIATION POUR LA MOBILITÉ DES ESPÈCES INORGANIQUES

Six échantillons de l'unité de sable et deux échantillons de l'unité d'argile ont été soumis à l'essai de lixiviation pour la mobilité des espèces inorganiques (TCLP).

Des dépassements des critères RES du Guide d'intervention ont été obtenus seulement dans les échantillons d'argile. Des dépassements du critère RES pour le cuivre, le plomb et le zinc ont été obtenus dans les deux échantillons d'argile analysés. De plus, un dépassement en manganèse a été obtenu dans l'un des deux échantillons.

Les résultats de l'essai de lixiviation TCLP sur les échantillons de sols concernant la présente étude sont présentés à l'annexe F (tableaux F-3 et F-4) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-4.

Ces résultats montrent que l'unité de sable des sols du secteur du projet de la mine de lithium Baie-James n'est nullement lixiviable, et que seule l'unité composée d'argile entraîne la lixiviation de métaux. La granulométrie fine de l'argile, comparativement à celle du sable, pourrait expliquer la plus grande mobilité des métaux dans l'unité d'argile.

7.1.3 ESSAI DE LIXIVIATION POUR LA SIMULATION DES PLUIES ACIDES

Les deux échantillons d'argile ont été soumis à l'essai de lixiviation pour la simulation des pluies acides (SPLP). Ces échantillons ont été sélectionnés puisque ceux-ci avaient indiqué les valeurs les plus élevées de dépassements du critère RES ou des dépassements du critère RES pour au moins deux paramètres à l'essai TCLP. Ces échantillons ont été jugés les plus à risque de lixivier à l'essai SPLP.

Les deux échantillons ont montré des dépassements du critère RES du Guide d'intervention pour le baryum, le cuivre, le plomb et le zinc.

Les résultats de l'essai de lixiviation SPLP sur les échantillons d'argile concernant la présente étude sont présentés à l'annexe F (tableau F-5) et les certificats analytiques sont présentés à l'annexe H-4.

8 PROGRAMME DE CONTRÔLE DE LA QUALITÉ

Les résultats du programme de contrôle de la qualité ont permis de valider les méthodes de prélèvement et de manipulation des échantillons. Ainsi, des échantillons duplicatas ont été analysés pour les métaux disponibles, l'essai de lixiviation TCLP, ainsi que l'essai MABA pour les stériles.

Dans l'ensemble, des valeurs d'écarts-types supérieures à 30 % ont été obtenues à plusieurs reprises pour les différents essais réalisés, et ce, autant pour les échantillons de stériles que de minerai.

Les écarts-types supérieurs à 30 % obtenus s'expliquent par le fait que, comme les échantillons sont des carottes de forages, les disparités d'un intervalle à l'autre peuvent être très grandes en raison de l'abondance variable des types de minéraux qui composent la roche.

La technique d'échantillonnage pour former les échantillons duplicata est sans doute responsable de ces écarts (la sélection de deux intervalles d'échantillonnage à la place d'un intervalle séparé en deux). Il est donc tout à fait plausible d'observer des valeurs variant significativement d'un échantillon à l'autre.

Toutefois, étant donné que plus de 80 % des paramètres analysés présentent des écarts-types de moins de 30 %, il est tout de même possible de confirmer que la méthode d'échantillonnage et les résultats sont valables. La présence de disparité importante entre un échantillon mère et son duplicata est donc expliquée par les variations naturelles en éléments dans le substrat analysé.

Les résultats du programme de contrôle de la qualité sur les échantillons de stériles analysés sont présentés aux annexes G-1, G-2 et G-3 alors que les résultats du programme de contrôle de la qualité sur les échantillons de minerai sont présentés aux annexes G-4, G-5 et G-6. Les résultats du programme de contrôle de la qualité sur les échantillons de sols sont quant à eux présentés à l'annexe G-7. Finalement, les certificats analytiques sont présentés aux annexes H-1, H-2 et H-4.

9 CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS

Galaxy a mandaté WSP afin de réaliser une caractérisation géochimique des stériles miniers, du minerai, des résidus et des dépôts meubles qui seront extraits, produits, ou remaniés lors de la mise en production de la mine de lithium Baie-James. Cette caractérisation a pour but d'évaluer le potentiel de lixiviation et de génération d'acide de ces matériaux sur un nombre limité d'échantillons, en vue d'évaluer préliminairement les mesures d'intervention nécessaires pour minimiser l'impact environnemental de l'extraction du minerai et des stériles miniers.

Les échantillons des divers matériaux ont été soumis à des analyses pour le contenu en métaux disponibles, à des essais de lixiviation (TCLP, SPLP et CTEU-9), ainsi qu'à des essais visant à déterminer le potentiel de génération d'acide de ces matériaux (MABA) et leur radioactivité.

Les conclusions et recommandations concernant la gestion des résidus miniers devraient permettre à Galaxy de statuer sur le potentiel de lixiviation et de PGA des stériles, du minerai, des dépôts meubles de surface et des résidus miniers afin d'optimiser l'ingénierie des installations d'entreposage et des infrastructures devant être construites sur le site.

9.1 STÉRILES

Les résultats de ces analyses indiquent que 100 % des stériles sont considérés « à risque faible » en regard de la D019. De plus, les stériles provenant de toutes les unités lithologiques seraient lixiviables en regard de cette même directive à différents degrés. Le tableau 3 présente le détail pour chacune des unités.

Des essais de lixiviation moins agressifs que l'essai TCLP, soit les essais SPLP et CTEU-9, ont également été réalisés sur les stériles. Les résultats de ces essais ont indiqué une lixiviation de certains métaux, soit majoritairement l'arsenic, l'argent, le baryum, le cuivre, le manganèse, le nickel, le plomb et le zinc. Une lixiviation plus importante a été obtenue à l'essai CTEU-9; ceci s'explique par la granulométrie très fine (100 mesh) des matériaux soumis à cet essai, qui peut se traduire par une augmentation de la surface spécifique des matériaux et par une solubilité plus élevée de certains métaux. D'ailleurs, des dépassements du critère de la D019 pour l'arsenic ont été obtenus à cet essai pour les unités I1G (4 %) et V3B (80 %). Bien que cet essai ne soit pas celui préconisé par la D019 pour la caractérisation des stériles miniers, ces dépassements devraient tout de même être pris en considération puisque les conditions de terrain se prêtent mieux à la lixiviation à l'eau qu'à l'acide. Cette granulométrie est toutefois loin de celle des stériles qui seront mis en pile au site. Le potentiel de lixiviabilité des stériles ne semble pas négligeable et devra être pris en considération dans la gestion des stériles sur le site de l'exploitation minière.

Les résultats de l'essai statique de potentiel de génération d'acide (MABA) ont indiqué que la concentration en soufre total était inférieure à 0,3 % pour 100 % des échantillons de stériles des unités I1G et V3B analysés; ceux-ci sont donc classés NPGA en regard de la D019. Toutefois, 30 % des échantillons de l'unité M1, et 50 % des échantillons de l'unité M2 sont classés PGA en regarde de la D019. En comparant les résultats aux critères établis par l'URSTM et le MEND, 70 % d'entre eux sont situés dans la zone d'incertitude, alors que 20 % sont considérés PGA et 10 % NPGA pour l'unité M1, alors que 40 % des échantillons de l'unité M2 sont situés dans la zone d'incertitude, 55 % sont considérés PGA et 5 % NPGA.

De plus, en regard du RMD, aucun des huit échantillons de stériles analysés n'est considéré comme des matières dangereuses à la suite des résultats obtenus à l'essai de spectrométrie gamma (radionucléides).

Tableau 3 : Résumé des résultats des essais réalisés sur les stériles

Unité	Métaux >A	TCLP>RES	SPLP>RES	CTEU-9>D019	CTEU-9>RES	PGA (D019)
I1G	96 %	Mn : 19/20 échantillons (95 %)	Hg : 5/20 échantillons (25 %)		Cu, Pb, Zn (100 %)	0 %
		Cu, Zn : 11/20 échantillons (55 %)	Zn : 2/20 échantillons (10 %)		Mn : 18/20 échantillons (90 %)	
		Cd, Pb : 1/20 échantillons (5 %)	Ag, Ba : 1/20 échantillons (5 %)		As : 5/20 échantillons (25 %)	
					Cd : 2/20 échantillons (10 %)	
M1	100 %	Ba : 23/30 échantillons (77 %)	Cu : 4/24 échantillons (17 %)	As : 1/24 échantillons (4 %)	Cu (100 %)	30 %
		Zn : 19/30 échantillons (63 %)	Zn : 3/24 échantillons (13 %)		Ba, Pb, Zn : 21/24 échantillons (88 %)	
		Ni, Pb : 14/30 échantillons (47 %)	Ag : 2/24 échantillons (8 %)		Ag : 19/24 échantillons (79 %)	
		Cd : 10/30 échantillons (30 %)	Ni : 1/24 échantillons (4 %)		Cd, Ni : 18/24 échantillons (75 %)	
		Mn : 3/30 échantillons (10 %)			As : 17/24 échantillons (71 %)	
		As, Cu : 1/30 échantillons (3 %)				
M2	100 %	Ba : 15/20 échantillons (77 %)			Ag, Ba, Cd, Cu, Pb, Zn (100 %)	50 %
		Pb : 13/20 échantillons (65 %)			As : 7/8 échantillons (88 %)	
		Zn : 11/20 échantillons (55 %)			Ni : 6/8 échantillons (75 %)	
		Ni : 6/20 échantillons (30 %)			Mn : 1/8 échantillons (13 %)	
		Cd : 3/20 échantillons (15 %)				
		Mn : 1/20 échantillons (5 %)				
V3B	100 %	As, Ba, Ni (100 %)	As (100 %)	As : 4/5 échantillons (80 %)	As (100 %)	0 %
		Mn : 3/10 échantillons (30 %)			Ba, Cu, Ni : 4/5 échantillons (80 %)	
					Fluorures : 1/5 échantillons (20 %)	

Il est donc recommandé de procéder à des vérifications supplémentaires afin de confirmer avec plus de certitude le comportement des stériles. Ainsi, afin de déterminer avec plus de certitude le potentiel de génération d'acide des stériles et de lixiviabilité à long terme des stériles, il est recommandé de procéder à des essais cinétiques en colonnes, afin de réaliser les essais sur des matériaux grossiers s'apparentant à la granulométrie et à la composition réelle des stériles qui seront entreposés sur le site minier. Des essais cinétiques en colonnes ont d'ailleurs été amorcés en mai 2018 afin d'observer le comportement des stériles. Le programme d'essais cinétiques a été basé sur les hypothèses de gestion des stériles que Galaxy préconise pour le moment, soit une option d'un mélange de l'ensemble des unités de stériles, et une option d'un mélange de stériles et de résidus miniers. Les résultats de ces essais seront présentés dans un rapport distinct lorsque le programme sera plus avancé.

9.2 MINERAI

Les résultats de ces analyses, lorsque comparés aux critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, indiquent que 96 % des échantillons de minerai soumis à l'analyse seraient considérés comme matériaux « à risque faible ».

De plus, 83 % des échantillons seraient lixiviables en manganèse, 50 % en zinc et 46 % des échantillons le seraient en cuivre. Finalement, entre 13 % et 42 % des échantillons de minerai analysés seraient lixiviables en arsenic et/ou baryum et/ou cadmium et/ou nickel et/ou plomb. Des essais de lixiviation moins agressifs que l'essai TCLP, soit les essais SPLP et CTEU-9, ont également été réalisés sur les échantillons de minerai. Les résultats de ces essais ont aussi indiqué une lixiviation de certains métaux, soit le l'arsenic, l'argent, le cuivre, le mercure, le nickel et le zinc lors de l'essai SPLP.

À l'instar des stériles, une plus grande mobilité des éléments a également été observée à l'essai CTEU-9, se traduisant par un plus grand nombre de résultats supérieurs aux critères RES du Guide d'intervention, notamment dans tous les échantillons pour le cuivre, le manganèse, le plomb et le zinc, et quelques dépassements en argent, en arsenic et en baryum. Le minerai est donc jugé lixiviable en regard des différents essais de lixiviation effectués en cours d'étude.

Pour ce qui est des résultats à l'essai statique de potentiel de génération d'acide MABA, ceux-ci indiquent que 79 % des échantillons de minerai sont considérés NPGA et que 21 % d'entre eux sont considérés PGA selon la D019.

Cependant, en comparant les résultats de l'essai MABA aux exigences spécifiées dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du MEND, 64 % des échantillons de minerai seraient considérés NPGA et 36 % d'entre eux seraient compris dans la zone d'incertitude, alors qu'aucun d'entre eux ne serait considéré PGA.

Ainsi, en vertu de la réglementation applicable, le minerai de la mine de lithium Baie-James serait donc majoritairement considéré NPGA. Toutefois, selon les critères du MEND, 36 % des échantillons du minerai seraient situés dans la zone d'incertitude en ce qui a trait à son potentiel de génération d'acide. Il serait donc pertinent de procéder à des essais supplémentaires, par exemple des essais cinétiques en colonnes, si Galaxy désire entreposer le minerai extrait sur le site. De plus, il devra être pris en considération lors de la conception des infrastructures d'entreposage du minerai, s'il y a lieu, que ce dernier est lixiviable en zinc, en cuivre, en arsenic, en baryum, en cadmium et en nickel.

9.3 RÉSIDUS

Les résultats de ces analyses, lorsque comparés aux critères du tableau 1 de l'annexe II de la D019, indiquent que 100 % des résidus sont considérés comme matériaux « à risque faible », et que 100 % d'entre eux sont lixiviables en cadmium, en cuivre, en manganèse et en zinc, et 8 % en mercure en regard de la D019.

Des essais de lixiviation moins agressifs que l'essai TCLP, soit les essais SPLP et CTEU-9, ont également été réalisés sur les échantillons de minerai. Aucun dépassement des critères de la D019 ni des critères RES du Guide d'intervention n'a été obtenu à l'essai SPLP.

Toutefois, bien qu'aucun dépassement des critères de l'annexe II de la D019 n'ait été obtenu à l'essai CTEU-9, tous les échantillons ont montré un dépassement des critères RES du Guide d'intervention pour l'argent, le cuivre et le

mercure. Tel qu'observé pour le minerai et les stériles, la granulométrie fine nécessaire à cet essai semble entraîner une plus grande mobilité des éléments. La même conclusion est tirée des résultats lorsque comparés aux exigences spécifiées dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du MEND.

La totalité des 12 échantillons de l'unité I1G soumis à l'essai statique MABA présentait des concentrations en S_{total} inférieures à 0,3 %, et est donc toute classée comme non potentiellement génératrice d'acide (NPGA) en regard de la D019. De plus, l'analyse de la différence entre le potentiel de neutralisation brut (PN) et le potentiel d'acidité maximum (PA), de même que le ratio PN/PA, a permis de confirmer que tous les échantillons analysés sont classés comme NPGA, en regard des critères de l'URSTM et du MEND également.

Ainsi, en vertu de la réglementation applicable, les résidus qui seront produits au site de la mine de lithium Baie-James seraient donc considérés NPGA, mais lixiviables en cadmium, en cuivre en manganèse, en mercure et en zinc. Ceci devra être pris en considération lors de la conception des infrastructures d'entreposage des résidus.

9.4 SOLS

À titre comparatif, les résultats d'analyses réalisées sur des échantillons de sols de deux unités stratigraphiques (sable et argile), prélevés dans le cadre d'études complémentaires, ont été comparés aux critères applicables pour les sites miniers. Ainsi, les résultats des analyses montrent que l'unité de sable présente des concentrations supérieures aux critères génériques « A » pour l'arsenic (13 %) et le chrome hexavalent (46 %), alors que les sols de cette unité ne sont pas lixiviables selon les résultats obtenus à l'essai TCLP.

Pour l'unité d'argile, des concentrations supérieures aux critères génériques « A » ont été obtenues pour le cadmium (83 %) et le chrome (33 %). Les résultats obtenus aux essais de lixiviation TCLP et SPLP indiquent que les sols de cette unité seraient lixiviables à divers degrés en baryum, en cuivre, en plomb, en zinc et en manganèse.

10 RÉFÉRENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- CANADA. 2000. *Règlement sur la radioprotection*. L.C. 1997, ch. 9.
- MINISTÈRE DU DÉVELOPPEMENT DURABLE, DE L'ENVIRONNEMENT ET DE LA LUTTRE CONTRE LES CHANGEMENTS CLIMATIQUES (MDDELCC). 2016. *Guide d'intervention – Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés*. 210 p.
- MINISTÈRE DU DÉVELOPPEMENT DURABLE, DE L'ENVIRONNEMENT ET DES PARCS (MDDEP). 2012. *Directive 019 sur l'industrie minière*. 66 p. et ann.
- MINISTÈRE DU DÉVELOPPEMENT DURABLE, DE L'ENVIRONNEMENT ET DES PARCS (MDDEP). 2002. *Guide de valorisation des matières résiduelles inorganiques non dangereuses de source industrielle comme matériau de construction*. 37 p. et ann.
- MINE ENVIRONMENT NEUTRAL DRAINAGE (MEND). 2009. *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials*. 536 p. et ann.
- SANTÉ CANADA. 2014. *Lignes directrices canadiennes pour la gestion des matières radioactives naturelles (MRN)*. Rédigées par le Groupe de travail canadien sur les MRN du Comité de radioprotection fédéral-provincial-territorial. 62 p.
- SRK CONSULTING. 2010. *Mineral Resource Evaluation, James Bay Lithium Project, James Bay, Quebec, Canada*. Rapport préparé pour Lithium One inc. 99 p.
- UNITÉ DE RECHERCHE ET DE SERVICE EN TECHNOLOGIE MINÉRALE (URSTM). 1997. *Drainage minier acide : formation prédiction et contrôle.* Document de référence de cours. Présenté par URSTM-UQAT.
- WSP. 2018a. *Mine de lithium Baie-James, Évaluation de la teneur de fond naturelle dans les sols.* Rapport préparé pour Galaxy Lithium (Canada) inc. 29 p. et ann.
- WSP. 2018b. *James Bay Lithium Mine, Geotechnical Investigation*. Rapport préparé pour Galaxy Lithium (Canada) inc. 51 p. et ann.
- WSP. 2018c. *Projet minier – Galaxy Lithium, Étude hydrogéologique et modélisation de la future fosse – Version préliminaire*. Rapport préparé pour Galaxy Lithium (Canada) inc. 28 p. et ann.
- WSP. 2017. *Mine de lithium Baie James, Renseignements préliminaires.* Rapport préparé pour Galaxy Lithium (Canada) inc. 39 p. et ann.

ANNEXE

A

LIMITES ET CONDITIONS GÉNÉRALES DE L'ÉTUDE

Le présent rapport est constitué de la partie descriptive du texte ainsi que de l'ensemble des tableaux, cartes et annexes associés. L'utilisation d'informations extraites de ce rapport, mises hors du contexte général de l'étude, peut conduire à une fausse interprétation de résultats partiels ou fragmentaires.

Le présent document a été préparé pour l'usage exclusif du client. Toute utilisation d'information contenue dans ce rapport ne peut être effectuée sans une approbation écrite des personnes ou entités pour lesquelles il a été préparé.

Les informations présentées dans ce rapport et qui ont été obtenues par l'entremise d'un tiers n'ont pas été indépendamment vérifiées ou autrement examinées par WSP pour en déterminer l'exactitude ou la totalité. WSP a utilisé ces informations de bonne foi et n'acceptera aucune responsabilité pour toute déficience, mauvaise interprétation ou inexactitude présentée dans ce rapport résultant d'omissions, de mauvaises interprétations ou encore, d'actes frauduleux des personnes interviewées ou contactées dans le contexte de cette étude.

L'étude des dossiers raisonnablement vérifiables inclut tous les dossiers fournis par le client ou offerts au public et pouvant être obtenus dans des délais raisonnables et moyennant des frais raisonnables.

L'étude dresse un portrait de la propriété à un moment précis dans le temps. Les observations relevées lors de la visite de la propriété se limitent aux conditions existantes le jour où les représentants de WSP étaient présents sur les lieux.

Les travaux réalisés, tels que décrits dans ce rapport, ont été conduits avec le même niveau de prudence et de diligence qui est normalement exercé dans le domaine de l'ingénierie et des sciences dans des conditions similaires.

Le contenu de ce rapport est basé sur l'information obtenue au cours des travaux, sur notre compréhension actuelle des conditions prévalant sur le site et sur notre jugement professionnel à la lumière de ces informations au moment d'écrire ce rapport. Les observations, les opinions émises et l'interprétation des informations sont relatives à la présence de signes de pollution réelle ou potentielle sur la propriété et ne s'avèrent pas une évaluation de la propriété en ce qui a trait aux aspects structuraux du bâtiment ou aux aspects géotechniques du site. Ce rapport ne procure pas une opinion légale en regard des réglementations et lois applicables.

WSP n'a aucun lien avec le client, ni aucun intérêt dans la propriété à l'étude.

ANNEXE

B

ÉCHANTILLONS DE STÉRILES ET DE MINERAI SÉLECTIONNÉS

Tableau B-1 : Liste des échantillons de stériles sélectionnés

Numéro d'échantillon		Forage	Intervalle (m)		Unité lithologique
			De	À	
W170493	I1G-1	JBL09-03	70	73	I1G
W170494	I1G-2	JBL09-18	75,5	78,5	I1G
W170495	I1G-3	JBL09-19	175	178	I1G
W170496	I1G-4	JBL09-26	12	15	I1G
W170497	I1G-5	JBL09-36	63	66	I1G
W170498	I1G-6	JBL09-37	57	60	I1G
W170499	I1G-7	JBL09-43	42	45	I1G
W170500	I1G-8	JBL09-46	52	55	I1G
W170501	I1G-9	JBL09-57	15	18	I1G
W170502	I1G-10	JBL09-58	68	71	I1G
W170505	I1G-13	JBL17-119	88	91	I1G
W170506	I1G-14	JBL17-15	32	35	I1G
W170507	I1G-15	JBL17-125	39	42	I1G
W170508	I1G-16	JBL17-13	7,5	10,5	I1G
W170509	I1G-17	JBL17-145	22	24,5	I1G
W170510	DUP-I1G-17	JBL17-145	24,5	27	I1G
W170511	I1G-18	JBL17-145	104	107	I1G
W170513	I1G-20	JBL17-31	34,5	37,5	I1G
W170514	I1G-21	JBL17-34	9	12	I1G
W170515	I1G-22	JBL17-47	211	214	I1G
W170516	I1G-23	JBL17-47	42	45	I1G
W170517	DUP-I1G-23	JBL17-47	39	42	I1G
W170519	I1G-25	JBL17-97	163	166	I1G
W170520	M1-1	JBL09-83	14	15	M1
W170521	M1-2	JBL09-04	6	7	M1
W170522	M1-3	JBL09-08	94	95	M1
W170523	M1-4	JBL09-18	4	5	M1
W170524	M1-5	JBL09-22	45	46	M1
W170525	M1-6	JBL09-24	72	73	M1
W170526	M1-7	JBL09-28	127	128	M1
W170527	M1-8	JBL09-39	72	73	M1
W170528	M1-9	JBL09-39	65	66	M1
W170529	M1-10	JBL09-42	75	76	M1

Tableau B-1 : Liste des échantillons de stériles sélectionnés (suite)

Numéro d'échantillon		Forage	Intervalle (m)		Unité lithologique
			De	À	
W170530	M1-11	JBL09-42	10	11	M1
W170531	M1-12	JBL09-48	68	69	M1
W170532	M1-13	JBL09-50	75	76	M1
W170533	M1-14	JBL09-51	28	29	M1
W170534	M1-15	JBL09-63	120	121	M1
W170535	M1-16	JBL09-66	30	31	M1
W170536	M1-17	JBL09-66	25	26	M1
W170537	M1-18	JBL09-71	70	71	M1
W170538	M1-19	JBL09-79	8	9	M1
W170539	DUP-M1-19	JBL09-79	6	7	M1
W170540	M1-20	JBL17-03	42	43	M1
W170541	DUP-M1-20	JBL17-03	44	45	M1
W170542	M1-21	JBL17-07	10	11	M1
W170543	M1-22	JBL17-116	101	102	M1
W170544	DUP-M1-22	JBL17-116	103	104	M1
W170545	M1-23	JBL17-124	182	183	M1
W170546	M1-24	JBL17-125	21	22	M1
W170547	M1-25	JBL17-126	34	35	M1
W170548	M1-26	JBL17-145	35	36	M1
W170549	M1-27	JBL17-15	15	16	M1
W170550	M1-28	JBL17-26	11	12	M1
W170551	M1-29	JBL17-34	45	46	M1
W170552	M1-30	JBL17-87	47	48	M1
W170553	M2-1	JBL09-05	6	7	M2
W170554	M2-2	JBL09-05	85	86	M2
W170585	M2-3	JBL09-02	16	17	M2
W170555	M2-4	JBL09-09	160	161	M2
W170556	M2-5	JBL09-10	36	37	M2
W170557	M2-6	JBL09-13	48	49	M2
W170558	M2-7	JBL09-17	104	105	M2
W170559	M2-8	JBL09-20	14	16	M2
W170560	M2-9	JBL09-26	58	59	M2
W170561	M2-10	JBL09-33	5	6	M2

Tableau B-1 : Liste des échantillons de stériles sélectionnés (suite)

Numéro d'échantillon		Forage	Intervalle (m) De	Intervalle (m) À	Unité lithologique
W170562	M2-11	JBL09-38	44	45	M2
W170563	DUP-M2-11	JBL09-38	46	47	M2
W170564	M2-12	JBL09-51	50	51	M2
W170565	M2-13	JBL09-54	6	7	M2
W170566	M2-14	JBL09-67	95	96	M2
W170567	M2-15	JBL09-78	90	91	M2
W170568	DUP-M2-15	JBL09-78	88	89	M2
W170569	M2-16	JBL17-113	52	53	M2
W170570	M2-17	JBL17-19	106	108	M2
W170571	M2-18	JBL17-23	78	79	M2
W170572	M2-19	JBL17-32	7	8	M2
W170573	M2-20	JBL17-34	44	46	M2
W170574	V3B-1	JBL09-10	45	46	V3B
W170575	V3B-2	JBL09-26	97	98	V3B
W170576	V3B-3	JBL09-54	112	113	V3B
W170577	V3B-4	JBL09-56	85	86	V3B
W170578	V3B-5	JBL09-57	22	23	V3B
W170579	V3B-6	JBL09-57	90	91	V3B
W170580	V3B-7	JBL09-64	78	79	V3B
W170581	DUP-V3B-7	JBL09-64	80	81	V3B
W170582	V3B-8	JBL09-65	30	31	V3B
W170583	V3B-9	JBL17-154	110	111	V3B
W170584	V3B-10	JBL17-34	70	72	V3B

Tableau B-2 : Liste des échantillons de minerai sélectionnés

Numéro d'échantillon		Forage	Intervalle (m)		Unité lithologique
			De	À	
W171707	MZ-1	JBL17-14	20	23	I1G
W171708	MZ-2	JBL17-05	15	18	I2G
W171709	MZ-3	JBL18-GT04	34	34,75	M1
W171710	MZ-4	JBL17-17	45	48	I2G
W171711	MZ-5	JBL17-53	160	163	I2G
W171712	MZ-6	JBL18-M15-D12	28	28,5	I1G
W171713	MZ-7	JBL18-GT08	9	9,75	I1G
W171714	MZ-8	JBL17-26	115	118	M1
W171715	MZ-9	JBL09-75	47	50	I2G
W171716	MZ-10	JBL18-GT09	37	37,75	M1
W171717	MZ-11	JBL18-GT-10	6	6,75	I1G
W171718	MZ-12	JBL18-M09-D8.7	4	4,5	I1G
W171719	MZ-13	JBL18-M09-D8.7	29,5	30	M1
W171720	MZ-14	JBL18-M09-D8.7A	21	21,5	I1G
W171722	MZ-15	JBL17-96	9	12	M1
W171723	MZ-16	JBL17-116	88,25	90,75	M1
W171724	MZ-17	JBL09-15	130	133	I2G
W171725	MZ-18	JBL18-GT14	71	71,5	I1G
W171726	MZ-19	JBL18-GT14	72	72,5	M1
W171727	MZ-20	JBL17-76	20	23	I2G
W171728	MZ-21	JBL18-M13-D6.2C	18	18,5	I1G
W171729	MZ-22	JBL17-92	33	36	M1
W171730	MZ-23	JBL17-78	50	53	FP
W171731	MZ-24	JBL17-93	33	36	I2G
W170503	MZ-25/I1G-11	JBL09-74	113	116	I1G
W170504	MZ-26/I1G-12	JBL09-74	88	90	I1G
W170512	MZ-27/I1G-19	JBL17-19	2	5	I1G
W170518	MZ-28/I1G-24	JBL17-76	24	27	I1G

ANNEXE

C

TABLEAUX DES RÉSULTATS – ÉCHANTILLONS DE STÉRILES

Tableau C-1 (1 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)								
	A	B	C	D		W170493 (I1G-1)	W170494 (I1G-2)	W170495 (I1G-3)	W170496 (I1G-4)	W170497 (I1G-5)	W170498 (I1G-6)	W170499 (I1G-7)	W170500 (I1G-8)	W170501 (I1G-9)
						2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
						70-73	75,5-78,5	175-178	12-15	63-66	57-60	42-45	52-55	15-18
Métaux														
Aluminium	-	-	-	-	30/300	950	616	708	513	1 870	532	1 500	1 230	811
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	**55**	**20**	**27**	**6,0**	**6,0**	3,0	**10**	**6,0**	**139**
Béryllium	-	-	-	-	1,0	1,0	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	2,0	<1,0	<1,0
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	7,0	3,0	7,0	2,0	3,0	4,0	6,0	7,0	6,0
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	3,0	3,0	3,0	3,0	8,0	3,0	3,0	4,0	4,0
Fer	-	-	-	-	500/5000	669	<500	794	563	1 100	<500	601	1 050	3 880
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	97	67	163	109	93	66	123	201	633
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	190	164	364	366	112	136	174	346	**1 220**
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	33	22	104	6,0	8,0	23	24	20	41
Paramètres physicochimiques														
pH	-	-	-	-	-	-	7,77	-	-	7,71	-	-	-	7,89
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	<0,3	-	-	<0,3	-	-	-	<0,3

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-1 (2 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)							
	A	B	C	D		W170502 (I1G-10)	W170505 (I1G-13)	W170506 (I1G-14)	W170507 (I1G-15)	W170508 (I1G-16)	W170509 (I1G-17)	W170511 (I1G-18)	W170513 (I1G-20)
						2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
						68-71	88-91	32-35	39-42	7,5-10,5	22-24,5	104-107	34,5-37,5
Métaux													
Aluminium	-	-	-	-	30/300	903	854	1 300	399	1 220	960	1 100	857
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	**12**	***368***	***368***	**9,0**	**31**	**6,0**	**22**	**25**
Béryllium	-	-	-	-	1,0	<1,0	1,0	28	<1,0	5,0	<1,0	1,0	1,0
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	0,6
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	9,0	7,0	4,0	9,0	5,0	6,0	6,0	5,0
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	4,0	3,0	3,0	7,0	3,0	3,0	3,0	3,0
Fer	-	-	-	-	500/5000	1 870	880	<500	<500	<500	2 130	678	1 140
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	241	155	238	62	176	354	113	51
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	467	222	79	114	61	715	154	233
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	18	6,0	**207**	<5,0	10	17	31	**952**
Paramètres physicochimiques													
pH	-	-	-	-	-	-	-	-	6,98	-	8,17	-	7,62
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	-	-	<0,3	-	<0,3	-	<0,3

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-1 (3 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)							
	A	B	C	D		W170514 (I1G-21)	W170515 (I1G-22)	W170516 (I1G-23)	W170519 (I1G-25)	W170520 (M1-1)	W170521 (M1-2)	W170522 (M1-3)	W170523 (M1-4)
						2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
						9-12	211-214	42-45	163-166	14-15	6-7	94-95	4-5
Métaux													
Aluminium	-	-	-	-	30/300	608	654	576	457	17 700	19 900	21 000	16 900
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	**13**	**31**	**19**	**69**	***701***	**78**	**34**	**96**
Béryllium	-	-	-	-	1,0	5,0	2,0	1,0	<1,0	2,0	<1,0	<1,0	<1,0
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	0,6
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	5,0	5,0	6,0	<2,0	92	**108**	61	72
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	14	13	16	13
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	3,0	3,0	4,0	2,0	18	26	36	40
Fer	-	-	-	-	500/5000	<500	1 390	<500	<500	27 200	26 900	34 000	26 200
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	90	204	83	73	617	958	920	565
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	114	543	190	164	430	376	501	400
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	2,0	<1,0	<1,0	<1,0
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0	47	40	30	34
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	39	40	17	7,0	99	59	75	66
Paramètres physicochimiques													
pH	-	-	-	-	-	-	7,89	-	-	7,71	-	-	-
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	<0,3	-	-	<0,3	-	-	-

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-1 (4 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)							
	A	B	C	D		W170524 (M1-5)	W170525 (M1-6)	W170526 (M1-7)	W170527 (M1-8)	W170528 (M1-9)	W170529 (M1-10)	W170530 (M1-11)	W170531 (M1-12)
						2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
						4546	72-73	127-128	72-73	65-66	75-76	10-11	68-69
Métaux													
Aluminium	-	-	-	-	30/300	28 800	15 000	22 500	14 100	12 200	27 600	39 500	28 300
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	**65**	***1550***	**63**	**202**	***649***	**51**	**42**	**56**
Béryllium	-	-	-	-	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	1,0	1,0	<1,0	<1,0	<1,0
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	**126**	41	82	67	43	**147**	**166**	**151**
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	21	12	16	15	14	17	24	18
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	44	36	**87**	**79**	47	44	45	29
Fer	-	-	-	-	500/5000	46 300	23 500	34 400	29 300	24 600	40 700	55 000	40 700
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	375	797	1 040	294	389	1 090	726	173
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	558	363	456	457	300	661	591	436
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	1,0	2,0	1,0	<1,0	4,0	<1,0	1,0	<1,0
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	**79**	27	37	30	22	**62**	**91**	**66**
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	5,0	<5,0	<5,0
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	81	43	82	48	30	100	90	84
Paramètres physicochimiques													
pH	-	-	-	-	-	7,75	-	8,98	-	-	-	7,52	-
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	<0,3	-	<0,3	-	-	-	<0,3	-

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-1 (5 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)							
	A	B	C	D		W170532 (M1-13)	W170533 (M1-14)	W170534 (M1-15)	W170535 (M1-16)	W170536 (M1-17)	W170537 (M1-18)	W170538 (M1-19)	W170540 (M1-20)
						2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
						75-76	28-29	120-121	30-31	25-26	70-71	8-9	42-43
Métaux													
Aluminium	-	-	-	-	30/300	29 300	28 200	32 100	24 100	25 900	34 200	32 000	24 900
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	**64**	**44**	**19**	**197**	**183**	**9,0**	***332***	**119**
Béryllium	-	-	-	-	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	1,0	2,0	1,0
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	**179**	**112**	**102**	**137**	**129**	**133**	**116**	**140**
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	20	15	25	18	18	23	20	18
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	47	23	**66**	64	35	58	57	24
Fer	-	-	-	-	500/5000	45 200	34 700	51 600	42 400	40 300	49 300	39 700	34 000
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	860	628	597	448	539	289	1 470	889
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	709	587	586	749	573	452	504	560
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	1,0	1,0	<1,0	1,0	<1,0	1,0	1,0	<1,0
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	**67**	**54**	**67**	**66**	**67**	**80**	**66**	**65**
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0	<5,0
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	123	123	131	103	145	91	84	124
Paramètres physicochimiques													
pH	-	-	-	-	-	-	-	8,10	-	-	7,56	-	-
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	-	<0,3	-	-	<0,3	-	-

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-1 (6 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)							
	A	B	C	D		W170542 (M1-21)	W170543 (M1-22)	W170545 (M1-23)	W170546 (M1-24)	W170547 (M1-25)	W170548 (M1-26)	W170549 (M1-27)	W170550 (M1-28)
						2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017
						10-11	101-102	182-183	21-22	34-35	35-36	15-16	11-12
Métaux													
Aluminium	-	-	-	-	30/300	27 000	24 500	18 900	28 400	147 000	23 700	29 600	21 000
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	**78**	**53**	**132**	***591***	***467***	**59**	**16**	**144**
Béryllium	-	-	-	-	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	1,0	<1	<1	<1
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	**119**	**113**	40	**131**	**118**	**119**	**155**	**104**
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	18	14	11	25	18	19	23	18
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	41	35	31	40	32	59	61	37
Fer	-	-	-	-	500/5000	41 000	30 700	26 400	42 500	38 300	39 600	46 300	35 100
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	332	985	449	436	440	663	888	274
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	468	387	243	488	508	497	370	374
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	<1,0	1,0	<1,0	1,0	1,0	1,0	<1	1,0
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	**64**	46	24	**80**	**62**	**69**	**90**	**69**
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5,0	<5,0	<5,0	5,0	<5	<5	<5	<5
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	94	78	21	98	77	70	79	85
Paramètres physicochimiques													
pH	-	-	-	-	-	8,24	-	9,19	-	-	8,37	-	-
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	<0,3	-	<0,3	-	-	<0,3	-	-

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-1 (7 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)							
	A	B	C	D		W170551 (M1-29)	W170552 (M1-30)	W170553 (M2-1)	W170554 (M2-2)	W170585 (M2-3)	W170555 (M2-4)	W170556 (M2-5)	W170557 (M2-6)
						11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017
						45-46	47-48	6-7	85-86	16-17	160-161	36-37	48-49
Métaux													
Aluminium	-	-	-	-	30/300	12 700	14 900	14 800	15 100	17 800	19 800	16 000	22 700
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	***263***	**84**	**6**	**107**	**52**	**109,0**	***262***	**188**
Béryllium	-	-	-	-	1,0	<1	<1	<1	<1	<1	1,0	<1	<1
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	34	52	93	93	60	**164**	51	93
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	11	15	14	13	13	18	16	17
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	34	60	38	23	61	50	33	39
Fer	-	-	-	-	500/5000	18 100	29 300	27 000	23 900	28 000	31 900	24 000	38 700
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	561	379	326	559	777	825	680	328
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	371	389	467	402	506	613	416	395
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	<1	<1	<1	2,0	4,0	<1	<1	1,0
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	21	32	36	38	29	47	29	**61**
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	65	61	60	55	62	87	61	67
Paramètres physicochimiques													
pH	-	-	-	-	-	-	6,89	6,93	-	-	8,56	-	9,22
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	<0,3	<0,3	-	-	<0,3	-	<0,3

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-1 (8 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)							
	A	B	C	D		W170558 (M2-7)	W170559 (M2-8)	W170560 (M2-9)	W170561 (M2-10)	W170562 (M2-11)	W170564 (M2-12)	W170565 (M2-13)	W170566 (M2-14)
						11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017
						104-105	12-13	58-59	5-6	44-45	50-51	6-7	95-96
Métaux													
Aluminium	-	-	-	-	30/300	17 000	25 400	14 600	26 800	27 300	21 600	25 800	27 500
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	**138**	***712***	***995***	**68**	**62**	**18**	**172**	**76**
Béryllium	-	-	-	-	1,0	<1	2,0	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	73	**106**	**105**	**105**	**121**	93	**119**	94
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	11	16	12	16	18	16	20	19
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	19	15	35	37	**67**	39	**66**	39
Fer	-	-	-	-	500/5000	24 100	41 400	23 200	39 800	40 700	34 500	39 900	46 500
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	718	1090	454	692	794	525	556	663
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	362	546	290	472	477	441	517	447
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	<1	<1	6,0	1,0	1,0	<1	2,0	1,0
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	33	**56**	34	**59**	**64**	**55**	**68**	**69**
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5	<5	<5	<5	<5	<5	6,0	8,0
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	57	68	32	73	70	66	75	68
Paramètres physicochimiques													
pH	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,99	-	-	8,56
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	-	-	-	<0,3	-	-	<0,3

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-1 (9 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)							
	A	B	C	D		W170567 (M2-15)	W170569 (M2-16)	W170570 (M2-17)	W170571 (M2-18)	W170572 (M2-19)	W170573 (M2-20)	W170574 (V3B-1)	W170575 (V3B-2)
						11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017
						90-91	52-53	107-108	78-79	7-8	43,65-45	45-46	97-98
Métaux													
Aluminium	-	-	-	-	30/300	19 500	21 800	20 600	26 200	28 600	14 400	12 900	12 700
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	**156**	**13**	***297***	***391***	**129**	**97,0**	***345***	***1010***
Béryllium	-	-	-	-	1,0	<1	<1	<1	2,0	<1	<1	<1	<1
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	**102**	88	**103**	89	**114**	40	**294**	**444**
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	18	16	15	16	16	10	**33**	**40**
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	41	63	35	37	44	29	**70**	18
Fer	-	-	-	-	500/5000	33 000	35 500	37 300	41 400	40 700	20 000	15 300	15 500
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	224	471	661	951	1100	612	343	228
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	382	378	440	476	478	373	119	103
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	7,0	<1	2,0	1,0	1,0	<1	<1	<1
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	**65**	**60**	**56**	**59**	**57**	21	**145**	**281**
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	5,0	<5	<5	<5	5,0	<5	<5	<5
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	67	58	98	60	89	62	30	33
Paramètres physicochimiques													
pH	-	-	-	-	-	-	7,76	-	-	-	8,66	9,39	-
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	<0,3	-	-	-	<0,3	<0,3	-

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-1 (10 de 10)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)							
	A	B	C	D		W170576 (V3B-3)	W170577 (V3B-4)	W170578 (V3B-5)	W170579 (V3B-6)	W170580 (V3B-7)	W170582 (V3B-8)	W170583 (V3B-9)	W170584 (V3B-10)
						11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017
						112-113	85-86	22-23	90-91	78-79	30-31	110-111	69,25-71,25
Métaux													
Aluminium	-	-	-	-	30/300	6 840	21 800	20 100	23 900	29 900	19 400	19 000	28 400
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1,0	***1210***	***593***	***563***	**218**	***665***	***277***	***845***	***1460***
Béryllium	-	-	-	-	1,0	<1	3,0	2,0	<1	1,0	1,0	1,0	2,0
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	**287**	**890**	**673**	**934**	**662**	**774**	**751**	**947**
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	**39**	**37**	**31**	**36**	**33**	29	**36**	**48**
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	17	14	62	28	28	4	4	2
Fer	-	-	-	-	500/5000	9 560	26 700	23 300	31 700	37 800	25 300	26 100	25 000
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	215	538	537	670	674	528	535	1040
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	109	360	239	273	395	241	282	381
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1,0	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	**239**	**286**	**245**	**259**	**203**	**249**	**229**	**319**
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	23	**222**	38	52	53	39	43	60
Paramètres physicochimiques													
pH	-	-	-	-	-	-	9,74	-	-	9,66	-	-	9,49
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	<0,3	-	-	<0,3	-	-	<0,3

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau C-2 (1 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170493 (I1G-1)	W170494 (I1G-2)	W170495 (I1G-3)	W170496 (I1G-4)	W170497 (I1G-5)	W170499 (I1G-7)	W170500 (I1G-8)	W170501 (I1G-9)
				2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				70-73	75,5-78,5	175-178	12-15	63-66	42-45	52-55	15-18
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	0,16	<0,15	0	<0,15	0,15
Nitrites	-	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	0,1
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	1,0	1,5	<1,0	1,3	<1,0	<1,0	1,0
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	0,31	0,28	0,21	0,31	0,38	0,29	0,20	0,26
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,0426	0,04	0,0235	0,0040	0,0019	0,0524	0,0347	0,0325
Baryum [4]	0,11	100	0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Chrome	-	5	0,005	0,024	0,027	0,028	0,027	0,031	0,024	0,029	0,023
Cobalt	0,37	-	0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	**0,0025**	<0,0009	<0,0009	**0,0026**	**0,0331**	<0,0009	**0,0083**	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	0,7	0,4	0,9	0,3	0,4	0,5	0,7	1
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	**2,11**	**1,23**	**2,34**	**1,21**	**1,27**	**2,16**	**1,93**	**3,53**
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,014	0,014	0,016	0,005	0,019	0,014	0,009	0,004
Zinc [4]	0,017	-	0,02	**0,05**	<0,02	**0,02**	<0,02	<0,02	**0,03**	**0,03**	**0,03**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-2 (2 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170502 (I1G-10)	W170505 (I1G-13)	W170506 (I1G-14)	W170507 (I1G-15)	W170508 (I1G-16)	W170509 (I1G-17)	W170511 (I1G-18)	W170513 (I1G-20)
				2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				68-71	88-91	32-35	39-42	7,5-10,5	22-24,5	104-107	34,5-37,5
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	0,25	<0,15	0,24	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	<1,0	1	<1,0	1,1	<1,0	<1,0	<1,0
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	0,2	0,15	0,3	0,51	0,3	0,13	0,26	0,26
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	0,00032	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,0023	0,0083	0,0423	<0,0006	0,0083	0,0007	0,0064	0,0345
Baryum [4]	0,11	100	0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Chrome	-	5	0,005	0,029	0,027	0,027	0,043	0,027	0,023	0,025	0,027
Cobalt	0,37	-	0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	0,0010	**0,0036**	**0,0029**	**0,0219**	<0,0009	**0,0097**	**0,005**	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	1	1,1	0,5	0,2	0,3	1	0,8	0,5
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	**2,88**	**2,62**	**1,17**	0,5	**0,71**	**3,39**	**2,2**	**2,16**
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	**0,006**	<0,001	<0,001
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,004	0,002	0,013	0,005	0,012	0,006	0,017	0,024
Zinc [4]	0,017	-	0,02	<0,02	<0,02	**0,04**	<0,02	**0,02**	**0,03**	<0,02	**0,07**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-2 (3 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170514 (I1G-21)	W170515 (I1G-22)	W170516 (I1G-23)	W170519 (I1G-25)	W170520 (M1-1)	W170521 (M1-2)	W170522 (M1-3)	W170523 (M1-4)
				2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				9-12	211-214	42-45	163-166	14-15	6-7	94-95	4-5
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	0	<0,15	<0,15	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	0,34	0,16	0,2	0,18	0,86	0,91	1,24	0,89
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,0107	0,0041	0,0074	0,0149	**0,399**	0,12	0,022	0,119
Baryum [4]	0,11	100	0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	0,09	**0,11**	**0,37**	0,08
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	**0,0003**	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	0,0001	**0,0002**
Chrome	-	5	0,005	0,031	0,022	0,025	0,02	0,036	0,039	0,037	0,036
Cobalt	0,37	-	0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	0,02	0,051	0,01	0,021
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	**0,0038**	0,0012	**0,0027**	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	0,9	1	0,9	1	0,2	0,2	0,4	0,1
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	**1,56**	**3,66**	**2,38**	**3,35**	0,09	0,09	0,41	0,09
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	**0,07**	**0,21**	0,02	0,03
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	0,004	0,002
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,022	0,008	0,036	0,01	0,009	0,005	0,005	0,009
Zinc [4]	0,017	-	0,02	**0,02**	**0,02**	<0,02	<0,02	**0,03**	**0,62**	**0,03**	**0,03**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-2 (4 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170524 (M1-5)	W170525 (M1-6)	W170526 (M1-7)	W170527 (M1-8)	W170528 (M1-9)	W170529 (M1-10)	W170530 (M1-11)	W170531 (M1-12)
				2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				4546	72-73	127-128	72-73	65-66	75-76	10-11	68-69
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	0,20	<0,15	<0,15	0	<0,15	<0,15	0,33
Nitrites	-	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	0,2	0,5
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	4,1	1,2
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	1,19	1,15	1,18	1,09	0,77	1,30	0,95	0,90
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,032	**0,369**	0,0526	0,0773	0,214	0,0978	0,0589	0,0984
Baryum [4]	0,11	100	0,06	**0,2**	0,1	**0,37**	0,09	**0,11**	**0,18**	**0,26**	**0,51**
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	0,0001	0,0001	<0,0001
Chrome	-	5	0,005	0,034	0,039	0,041	0,035	0,042	0,041	0,025	0,03
Cobalt	0,37	-	0,005	0,028	0,016	0,018	0,023	0,014	0,027	0,029	0,013
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	<0,1	0,2	0,3	<0,1	<0,1	0,3	0,2	<0,1
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	0,12	**0,65**	0,17	**2,15**	0,54	0,22	0,09	0,11
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	0,05	0,04	0,02	0,02	0,02	**0,11**	**0,12**	0,04
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	**0,020**	0,002	0,003	**0,007**	0,002	**0,011**	**0,011**	0,004
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,023	0,007	0,008	0,008	0,008	0,007	0,006	0,011
Zinc [4]	0,017	-	0,02	**0,03**	**0,02**	**0,04**	<0,02	<0,02	**0,04**	**0,08**	**0,03**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-2 (5 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170532 (M1-13)	W170533 (M1-14)	W170534 (M1-15)	W170535 (M1-16)	W170536 (M1-17)	W170537 (M1-18)	W170538 (M1-19)	W170540 (M1-20)
				2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				75-76	28-29	120-121	30-31	25-26	70-71	8-9	42-43
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	0,2	0,4	<0,1	0,3	<0,1	0,4	<0,1	0,2
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	2,4
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	1,14	0,93	1,01	1,52	1,16	0,98	1,25	1,24
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	0,00032	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,0667	0,0658	0,0106	0,0919	0,17	0,0072	0,3	0,104
Baryum [4]	0,11	100	0,06	**0,22**	**0,13**	**0,15**	0,1	**0,19**	**0,19**	**0,14**	**0,16**
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	**0,0005**	**0,0002**	**0,0003**	**0,0002**	**0,0003**	**0,0003**	**0,0004**	**0,0002**
Chrome	-	5	0,005	0,037	0,028	0,028	0,038	0,036	0,027	0,025	0,031
Cobalt	0,37	-	0,005	0,019	0,015	0,01	0,019	0,03	0,057	0,177	0,024
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	0,001	**0,0154**	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	0,2	0,2	0,2	0,1	0,2	0,1	0,4	0,3
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	0,13	0,12	0,08	0,27	0,25	**0,66**	0,14	0,16
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	0,05	0,05	0,02	0,05	**0,08**	**0,25**	**0,66**	**0,08**
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	**0,008**	0,004	**0,005**	**0,007**	**0,014**	<0,001	<0,001	0,003
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,011	0,01	0,003	0,008	0,007	0,012	0,012	0,006
Zinc [4]	0,017	-	0,02	**0,03**	**0,03**	**0,04**	**0,03**	**0,05**	**0,04**	**0,16**	**0,02**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-2 (6 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170542 (M1-21)	W170543 (M1-22)	W170545 (M1-23)	W170546 (M1-24)	W170547 (M1-25)	W170548 (M1-26)	W170549 (M1-27)	W170550 (M1-28)
				2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017
				10-11	101-102	182-183	21-22	25-26	70-71	8-9	42-43
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	1	<0,15	<0,15	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	0,4	0,3	0,9	0,1	0,5	0,1	0,2	<0,1
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	1,3	1,4	1,0	2,2	<1,0	<1,0	<1,0
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	1,42	0,89	2,25	1,31	1,54	1,04	1,44	1,44
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,109	0,0588	0,0518	0,279	0,334	0,0881	0,0101	0,161
Baryum [4]	0,11	100	0,06	**0,22**	**0,15**	<0,06	**0,17**	**0,27**	**0,2**	**0,41**	**0,21**
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Chrome	-	5	0,005	0,047	0,033	0,031	0,03	0,041	0,037	0,039	0,039
Cobalt	0,37	-	0,005	0,027	0,009	0,013	0,03	0,032	0,02	0,015	0,023
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	0,2	0,3	0,2	0,1	0,1	0,3	0,5	0,2
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	0,15	0,19	0,26	0,11	0,23	0,1	0,21	0,11
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	0,06	0,02	0,03	**0,16**	**0,1**	**0,07**	**0,07**	**0,07**
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	**0,011**	**0,006**	0,002	**0,005**	**0,011**	**0,008**	0,003	**0,006**
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,011	0,011	0,003	0,009	0,006	0,007	0,006	0,005
Zinc [4]	0,017	-	0,02	**0,03**	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-2 (7 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170551 (M1-29)	W170552 (M1-30)	W170553 (M2-1)	W170554 (M2-2)	W170585 (M2-3)	W170555 (M2-4)	W170556 (M2-5)	W170557 (M2-6)
				09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017
				10-11	101-102	182-183	21-22	25-26	70-71	8-9	42-43
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	0,2	0,1	0,2	0,1	0,4	0,3	0,3	<0,1
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	1,2	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	1,29	0,98	1,04	1,15	1,50	0,91	1,11	1,59
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,205	0,0769	0,006	0,0932	0,0541	0,0768	0,169	0,123
Baryum [4]	0,11	100	0,06	0,06	**0,26**	**0,27**	0,08	**0,23**	**0,19**	**0,15**	**0,14**
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	<0,0001	**0,0002**	<0,0001	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Chrome	-	5	0,005	0,045	0,049	0,041	0,053	0,043	0,048	0,044	0,04
Cobalt	0,37	-	0,005	0,024	0,019	0,025	0,014	0,029	0,013	0,015	0,023
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	0,2	0,2	0,1	0,2	0,3	0,2	0,2	0,1
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	0,34	0,11	0,11	0,19	0,41	0,25	0,18	0,48
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	**0,08**	0,03	0,06	0,02	**0,08**	0,02	0,02	0,05
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	0,003	<0,001	0,004	**0,010**	<0,001	**0,007**	<0,001	**0,013**
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,005	<0,002	0,013	0,007	0,006	0,013	0,003	0,006
Zinc [4]	0,017	-	0,02	<0,02	<0,02	**0,1**	**0,03**	<0,02	**0,02**	**0,02**	**0,02**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-2 (8 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170558 (M2-7)	W170559 (M2-8)	W170560 (M2-9)	W170561 (M2-10)	W170562 (M2-11)	W170564 (M2-12)	W170565 (M2-13)	W170566 (M2-14)
				09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017
				10-11	101-102	182-183	21-22	25-26	70-71	8-9	42-43
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	0,2	<0,1	<0,1	0,5	0,2	<0,1	0,1	0,4
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	0,92	1,38	1,17	1,13	1,13	1,48	1,76	1,60
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,125	**0,531**	0,244	0,0705	0,086	0,026	0,0854	0,0651
Baryum [4]	0,11	100	0,06	0,09	**0,2**	**0,16**	**0,18**	**0,22**	**0,14**	**0,29**	**0,14**
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	0,0001	<0,0001	0,0001	**0,0002**	<0,0001	**0,0002**	0,0001
Chrome	-	5	0,005	0,046	0,045	0,063	0,044	0,047	0,044	0,045	0,037
Cobalt	0,37	-	0,005	0,011	0,047	0,008	0,018	0,018	0,017	0,021	0,02
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	0,2	0,3	0,1	0,2	0,3	0,2	0,2	0,3
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	0,16	**1,09**	0,24	0,1	0,11	0,11	0,47	0,3
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	0,02	**0,16**	0,03	0,04	0,04	0,03	**0,08**	0,06
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	0,004	0,004	0,003	**0,010**	**0,009**	**0,015**	**0,012**	**0,026**
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,008	0,005	0,005	0,016	0,015	0,013	0,006	0,007
Zinc [4]	0,017	-	0,02	<0,02	**0,03**	<0,02	<0,02	**0,05**	**0,02**	**0,03**	<0,02

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-2 (9 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170567 (M2-15)	W170569 (M2-16)	W170570 (M2-17)	W170571 (M2-18)	W170572 (M2-19)	W170573 (M2-20)	W170574 (V3B-1)	W170575 (V3B-2)
				09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017
				10-11	52-53	106-108	101-102	25-26	70-71	8-9	42-43
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	0,3	<0,1	0,2	<0,1	0,2	<0,1	0,2	1,1
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	1,8
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	1,58	1,09	1,37	1,67	1,55	1,26	0,89	0,69
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,0008	<0,0008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,138	0,0219	0,228	0,323	0,0639	0,108	**1,3**	**2,62**
Baryum [4]	0,11	100	0,06	**0,12**	**0,27**	**0,11**	**0,11**	**0,38**	0,09	**0,26**	**0,34**
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	**0,0002**	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Chrome	-	5	0,005	0,054	0,041	0,041	0,037	0,046	0,055	0,05	0,06
Cobalt	0,37	-	0,005	0,023	0,011	0,018	0,029	0,018	0,013	0,035	0,093
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	<0,1	0,2	0,2	0,3	0,4	0,2	0,1	0,1
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	0,34	0,1	0,13	0,29	0,19	0,19	0,13	0,12
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	**0,09**	0,02	0,04	**0,08**	**0,07**	0,03	**0,81**	**0,97**
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	**0,013**	**0,005**	**0,013**	**0,008**	**0,015**	0,001	<0,001	<0,001
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,008	0,012	0,013	0,01	0,005	0,004	0,002	<0,002
Zinc [4]	0,017	-	0,02	**0,03**	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	**0,02**	<0,02	<0,02

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-2 (10 de 10)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantilons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)							
	RES [1]	D019 [2]		W170576 (V3B-3)	W170577 (V3B-4)	W170578 (V3B-5)	W170579 (V3B-6)	W170580 (V3B-7)	W170582 (V3B-8)	W170583 (V3B-9)	W170584 (V3B-10)
				09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017
				10-11	101-102	182-183	21-22	25-26	70-71	8-9	42-43
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	0,3	<0,1	<0,1	0,4
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	<1,0	1,3	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0
Métaux											
Aluminium	-	-	0,01	0,71	0,69	0,94	0,79	1,01	1,01	1,03	0,71
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,0008	<0,0008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	**3,3**	**4,13**	**3,14**	**1,41**	**0,902**	**1,44**	**1,17**	**3,86**
Baryum [4]	0,11	100	0,06	**0,51**	**0,36**	**0,3**	**0,36**	**0,34**	**0,24**	**0,4**	**0,24**
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,001
Chrome	-	5	0,005	0,051	0,059	0,06	0,063	0,054	0,067	0,068	0,05
Cobalt	0,37	-	0,005	0,13	0,098	0,074	0,017	0,049	0,082	0,078	0,164
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0.1/1	0,1	0,2	0,2	0,2	0,1	0,1	0,1	0,1
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	0,36	**2,49**	**0,62**	0,26	0,28	0,41	0,47	**0,81**
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	**1**	**2,46**	**1,85**	**1,09**	**0,33**	**1,13**	**0,51**	**1,08**
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	0,003
Zinc [4]	0,017	-	0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-3 (1 de 7)
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)							
				W170493 (I1G-1)	W170494 (I1G-2)	W170495 (I1G-3)	W170496 (I1G-4)	W170497 (I1G-5)	W170499 (I1G-7)	W170500 (I1G-8)	W170501 (I1G-9)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				70-73	75,5-78,5	175-178	12-15	63-66	42-45	52-55	15-18
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4 000	150 000	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100
Métaux											
Aluminium	-	-	10/50	111	132	123	90	87	129	116	90
Argent [4]	0,03	-	0,08	<0,08	**0,17**	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0,6	15,2	15,2	5,1	2,1	2,6	20,4	16,2	4,1
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	0,2	0,2	<0,1	0,2	0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Chrome	-	5 000	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9
Fer	-	-	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100
Lithium	-	-	100	188	142	249	<100	<100	243	245	212
Manganèse [4]	551	-	2	58	63	60	117	39	42	50	96
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	**0,3**	**0,1**	**0,2**	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sélénium	62	1 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	0,8	<0,5	0,6	<0,5	0,5	1	0,5	<0,5
Zinc [4]	17	-	9	<9	17	<9	<9	**26**	<9	**23**	14

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-3 (2 de 7)
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)							
				W170502 (I1G-10)	W170505 (I1G-13)	W170506 (I1G-14)	W170507 (I1G-15)	W170508 (I1G-16)	W170509 (I1G-17)	W170511 (I1G-18)	W170513 (I1G-20)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				68-71	88-91	32-35	39-42	7,5-10,5	22-24,5	104-107	34,5-37,5
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4 000	150 000	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100
Métaux											
Aluminium	-	-	10/50	108	102	110	72	348	126	123	97
Argent [4]	0,03	-	0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0,6	3,1	1,8	16,3	1,7	3,0	1,4	1,9	11,0
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	0,2	<0,1	0,2	0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Chrome	-	5 000	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9
Fer	-	-	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100
Lithium	-	-	100	183	503	343	<100	117	300	341	<100
Manganèse [4]	551	-	2	67	46	45	83	30	49	62	74
Mercure	0,0013	100	0,1	**0,2**	**0,6**	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sélénium	62	1 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	<0,5	<0,5	0,7	<0,5	0,9	<0,5	0,7	0,9
Zinc [4]	17	-	9	<9	<9	<9	<9	<9	<9	<9	15

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-3 (3 de 7)
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)							
				W170514 (I1G-21)	W170515 (I1G-22)	W170516 (I1G-23)	W170519 (I1G-25)	W170520 (M1-1)	W170521 (M1-2)	W170522 (M1-3)	W170523 (M1-4)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				9-12	211-214	42-45	163-166	14-15	6-7	94-95	4-5
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4 000	150 000	100	<100	<100	<100	<100	100	<100	<100	<100
Métaux											
Aluminium	-	-	10/50	121	118	125	104	230	230	413	187
Argent [4]	0,03	-	0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0,6	3,3	<0,6	3,0	2,5	102,0	21,3	6,8	17,0
Baryum [4]	108	100 000	20	**467**	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	<0,1	0,2	**0,3**	**0,3**	0,1	**0,3**	<0,1
Chrome	-	5 000	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9
Fer	-	-	100	<100	<100	<100	<100	165	187	<100	117
Lithium	-	-	100	332	260	244	161	<100	114	<100	<100
Manganèse [4]	551	-	2	49	119	77	134	13	16	7	18
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	14	<10	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sélénium	62	1 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	1	<0,5	1	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc [4]	17	-	9	<9	<9	<9	12	<9	<9	**28**	<9

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-3 (4 de 7)
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)							
				W170524 (M1-5)	W170525 (M1-6)	W170526 (M1-7)	W170527 (M1-8)	W170528 (M1-9)	W170529 (M1-10)	W170530 (M1-11)	W170531 (M1-12)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				4546	72-73	127-128	72-73	65-66	75-76	10-11	68-69
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4 000	150 000	100	<100	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100
Métaux											
Aluminium	-	-	10/50	117	317	369	503	407	489	419	307
Argent [4]	0,03	-	0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	**0,14**	<0,08	**0,08**
Arsenic	340	5 000	0,6	7,0	112,0	15,4	57,0	47,8	108,0	19,7	10,4
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	0,2	0,1	0,2	0,1	<0,1	0,1	<0,1	<0,1
Chrome	-	5 000	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	**2,0**	**1,9**	0,9	1,4
Fer	-	-	100	<100	<100	121	<100	144	146	507	372
Lithium	-	-	100	<100	<100	107	<100	<100	<100	<100	<100
Manganèse [4]	551	-	2	12	6	15	3	7	16	9	7
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	3	<1	<1
Sélénium	62	1 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	1	<1	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc [4]	17	-	9	<9	<9	<9	<9	<9	10	11	17

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-3 (5 de 7)
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)							
				W170532 (M1-13)	W170533 (M1-14)	W170534 (M1-15)	W170535 (M1-16)	W170536 (M1-17)	W170537 (M1-18)	W170538 (M1-19)	W170540 (M1-20)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				75-76	28-29	120-121	30-31	25-26	70-71	8-9	42-43
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4 000	150 000	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100
Métaux											
Aluminium	-	-	10/50	316	279	359	256	623	135	65	275
Argent [4]	0,03	-	0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0,6	12,4	17,3	3,6	40,3	36,7	4,4	106,0	41,3
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	<0,1	**0,4**	**0,3**	<0,1
Chrome	-	5 000	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	84	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	<0,9	**2,2**	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	**2,2**	1,4
Fer	-	-	100	353	277	422	209	304	128	1 090	232
Lithium	-	-	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	210	<100
Manganèse [4]	551	-	2	10	8	9	10	12	13	73	9
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	**326**	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sélénium	62	1 000	1	<1	<1	<1	2	<1	<1	2	2
Uranium [4]	320	2 000	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc [4]	17	-	9	**115**	17	<9	13	10	<9	**561**	15

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-3 (6 de 7)
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)							
				W170542 (M1-21)	W170543 (M1-22)	W170545 (M1-23)	W170546 (M1-24)	W170553 (M2-1)	W170555 (M2-4)	W170559 (M2-8)	W170561 (M2-10)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017
				10-11	101-102	182-183	21-22	6-7	160-161	14-16	5-6
Autres composés inorganiques											
Fluorures	4 000	150 000	100	<100	<100	<100	100	<100	<100	200	<100
Métaux											
Aluminium	-	-	10/50	282	483	584	294	160	206	312	256
Argent [4]	0,03	-	0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0,6	23,4	16,2	49,4	174,0	<0,6	9,5	93,3	13,6
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	<20	<20	<20	<50	<50	<50	<50
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<20	<20	<20	<20
Bore	28 000	500 000	50	<50	<50	<50	<50	<5	<5	<5	<5
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	0,2	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Chrome	-	5 000	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	<0,9	1,0	<0,9	<0,9	1,0	<0,9	1,0	<0,9
Fer	-	-	100	359	256	<100	344	107	121	<100	243
Lithium	-	-	100	<100	120	<100	<100	<100	<100	121	<100
Manganèse [4]	551	-	2	8	38	3	6	18	8	6	5
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	16	<10	<10	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	<1	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sélénium	62	1 000	1	1	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc [4]	17	-	6 / 9	<9	9	<9	<9	15	8	<6	10

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-3 (7 de 7)
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)								
				W170562 (M2-11)	W170565 (M2-13)	W170566 (M2-14)	W170572 (M2-19)	W170574 (V3B-1)	W170576 (V3B-3)	W170577 (V3B-4)	W170578 (V3B-5)	W170584 (V3B-10)
	RES[1]	D019[1]		09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017
				44-45	6-7	95-96	7-8	45-46	112-113	85-86	22-23	70-72
Autres composés inorganiques												
Fluorures	4 000	150 000	100	<100	100	100	100	<100	100	100	100	100
Métaux												
Aluminium	-	-	10/20/50/100	267	690	234	424	358	258	190	252	204
Argent [4]	0,03	-	0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0,6	12,5	78,9	33,0	46,2	**355,0**	**693,0**	**512,0**	**983,0**	**503,0**
Baryum [4]	108	100 000	20	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50
Béryllium	-	-	5	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Bore	28 000	500 000	50	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Chrome	-	5 000	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	1,3	<0,9
Fer	-	-	100	237	<100	160	205	229	103	<100	111	<100
Lithium	-	-	100/500	120	<100	<100	175	<100	<100	<100	125	<100
Manganèse [4]	551	-	2	4	2	3	4	5	5	2	4	3
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sélénium	62	1 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc [4]	17	-	6	<6	<6	<6	<6	<6	<6	<6	7	<6

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-4 (1 de 6)
Résultats de l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)								
				W170493 (I1G-1)	W170494 (I1G-2)	W170495 (I1G-3)	W170496 (I1G-4)	W170497 (I1G-5)	W170499 (I1G-7)	W170500 (I1G-8)	W170501 (I1G-9)	W170502 (I1G-10)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				70-73	75,5-78,5	175-178	12-15	63-66	42-45	52-55	15-18	68-71
Autres composés inorganiques												
Fluorures	4 000	150000	100	800	500	700	700	900	1 400	1 200	1 000	1 200
Nitrites	-	100000	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100
Nitrites+Nitrates	-	1 000 000	1 000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000
Métaux												
Aluminium	-	-	10/20/50/100	23 600	21 000	24 600	18 600	15 400	14 800	15 400	14 700	13 500
Argent [4]	0,03	-	0,1	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0.6/1.2	177	203	252	104	177	**462**	**405**	165	131
Baryum [4]	108	100 000	20	25	20	21	34	29	<20	<20	27	26
Béryllium	-	-	5	16	21	16	11	11	15	16	11	<5
Bore	28 000	500 000	50	120	109	97	87	92	200	123	150	101
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	**0,3**	<0,1	0,2	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Chrome	-	5 000	5	35	32	50	31	36	32	11	35	25
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	**18**	**4,3**	**5**	**7,5**	**44,1**	**4**	**5,9**	**4**	**5,9**
Fer	-	-	100	5 150	3 610	4 960	2 670	2 150	1 990	2 080	7 650	4 310
Lithium	-	-	100/500	-	5 630	7 090	1 600	2 250	6 560	8 520	6 050	4 300
Manganèse [4]	551	-	2	**2 050**	**1 080**	**2 200**	**1 040**	402	**817**	**786**	**2 690**	**1 290**
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	11	8	14	11	19	16	<7	16	11
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	**19**	**30**	**19**	**18**	**23**	**22**	**18**	**11**	**8**
Sélénium	62	1 000	1	<1	2	1	2	2	1	1	2	1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	143	99,3	87,8	21,9	75,3	76,6	30,7	39,6	33,4
Zinc [4]	17	-	6	**374**	**128**	**261**	**107**	**101**	**140**	**108**	**138**	**125**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-4 (2 de 6)
Résultats de l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)								
				W170505 (I1G-13)	W170506 (I1G-14)	W170507 (I1G-15)	W170508 (I1G-16)	W170509 (I1G-17)	W170511 (I1G-18)	W170513 (I1G-20)	W170514 (I1G-21)	W170515 (I1G-22)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				88-91	32-35	39-42	7,5-10,5	22-24,5	104-107	34,5-37,5	9-12	211-214
Autres composés inorganiques												
Fluorures	4 000	150000	100	700	1 000	1 000	1 700	800	1 100	1 200	800	600
Nitrites	-	100000	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100
Nitrites+Nitrates	-	1 000 000	1 000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000
Métaux												
Aluminium	-	-	10/20/50/100	19 500	17 400	16 500	17 100	17 100	18 500	17 500	15 000	13 900
Argent [4]	0,03	-	0,1	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0.6/1.2	**692**	207	42	122	65	193	**403**	170	53
Baryum [4]	108	100 000	20	62	<20	<20	<20	<20	29	42	<20	<20
Béryllium	-	-	5	15	123	9	35	9	14	14	37	11
Bore	28 000	500 000	50	90	126	118	138	108	165	163	89	73
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	**1**	<0,1	<0,1
Chrome	-	5 000	5	42	33	62	23	28	38	47	27	36
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	**3,5**	**5,1**	**10,5**	**3,5**	**6,9**	**2,8**	**4,6**	**5,1**	**2,6**
Fer	-	-	100	3 840	2 140	2 670	1 590	4 500	2 750	3 840	2 380	3 580
Lithium	-	-	100/500	12 000	9 730	1 590	3 320	6 140	8 970	1 380	9 040	5 060
Manganèse [4]	551	-	2	**1 370**	**689**	**733**	340	**1 180**	**957**	**860**	**586**	**1 410**
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	17	11	35	11	15	18	21	12	22
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	13	<10	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	**9**	**34**	**10**	**21**	**25**	**31**	**59**	**24**	**12**
Sélénium	62	1 000	1	2	3	3	2	2	2	1	2	1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	9	84,4	16,6	56,9	99,1	91,9	91,9	105	63,8
Zinc [4]	17	-	6	**87**	**151**	**58**	**96**	**100**	**130**	**1 290**	**180**	**147**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction de la dureté de l'eau ($CaCO_3$) 5,75 mg/L (d'après la caractérisation d'eau de surface réalisée dans le cadre du projet Galaxy).

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-4 (3 de 6)
Résultats de l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)								
				W170516 (I1G-23)	W170519 (I1G-25)	W170520 (M1-1)	W170521 (M1-2)	W170522 (M1-3)	W170523 (M1-4)	W170524 (M1-5)	W170525 (M1-6)	W170526 (M1-7)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				42-45	163-166	14-15	6-7	94-95	4-5	4546	72-73	127-128
Autres composés inorganiques												
Fluorures	4 000	150000	100	500	500	3 200	1 700	700	2 100	900	1 900	1 300
Nitrites	-	100000	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100
Nitrites+Nitrates	-	1 000 000	1 000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000
Métaux												
Aluminium	-	-	10/20/50/100	14 100	13 300	23 000	25 300	18 300	23 900	17 800	4 770	19 500
Argent [4]	0,03	-	0,1	<0,08	<0,08	<0,08	**0,4**	**0,09**	**0,2**	**0,09**	**0,1**	<0,08
Arsenic	340	5 000	0.6/1.2	230	**1 180**	**4 580**	**1 480**	336	**767**	**606**	**1 780**	**1 230**
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	<20	**324**	**328**	**368**	**319**	**411**	52	**657**
Béryllium	-	-	5	10	7	7	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	115	82	309	68	<50	98	<50	295	70
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	<0,1	**0,4**	**0,3**	**0,3**	**0,6**	**0,3**	<0,1	0,2
Chrome	-	5 000	5	24	31	49	72	34	56	48	10	41
Cobalt	370	-	5	<5	<5	63	72	35	34	58	7	59
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	**2,7**	**4,9**	**17,2**	**47,7**	**26,5**	**44,5**	**30,7**	**6,9**	**64,3**
Fer	-	-	100	2 140	2 230	19 200	25 300	19 400	24 100	21 800	4 130	22 400
Lithium	-	-	100/500	6 960	5 610	2 770	4 280	4 650	2 880	607	3 060	4 170
Manganèse [4]	551	-	2	**852**	**879**	424	410	403	465	322	138	371
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	12	17	12	<7	<7	<7	<7	8	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	**162**	**225**	45	56	**97**	16	**75**
Plomb [4]	4,9	5 000	1	**17**	**10**	**20**	**13**	**11**	**21**	**30**	3	**22**
Sélénium	62	1 000	1	2	2	1	1	<1	2	<1	2	2
Uranium [4]	320	2 000	0,5	101	31,1	15,3	11,3	4,5	10,5	12,5	3,2	5,5
Zinc [4]	17	-	6	**67**	**91**	**207**	**161**	**162**	**158**	**137**	**39**	**221**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction de la dureté de l'eau ($CaCO_3$) 5,75 mg/L (d'après la caractérisation d'eau de surface réalisée dans le cadre du projet Galaxy).

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-4 (4 de 6)
Résultats de l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)									
				W170527 (M1-8)	W170528 (M1-9)	W170529 (M1-10)	W170530 (M1-11)	W170531 (M1-12)	W170532 (M1-13)	W170533 (M1-14)	W170534 (M1-15)	W170535 (M1-16)	W170536 (M1-17)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				72-73	65-66	75-76	10-11	68-69	75-76	28-29	120-121	30-31	25-26
Autres composés inorganiques													
Fluorures	4 000	150000	100	900	2 400	1 000	1 200	1 200	1 500	1 500	1 300	1 400	2 200
Nitrites	-	100000	100	<100	<100	<100	<100	100	<100	<100	<100	<100	<100
Nitrites+Nitrates	-	1 000 000	1 000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000
Métaux													
Aluminium	-	-	10/20/50/100	1 620	12 900	21 000	25 700	22 100	27 800	29 100	14 400	14 600	15 600
Argent [4]	0,03	-	0,1	<0,08	**0,08**	**0,2**	**0,1**	<0,08	**0,2**	**0,1**	**0,2**	**0,1**	**0,1**
Arsenic	340	5 000	0.6/1.2	**1 250**	53	116	**754**	86	**969**	322	329	**1 650**	**1 300**
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	**196**	**292**	**503**	**662**	**523**	**479**	**384**	**145**	**284**
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	93	<50	58	<50	<50	<50	68	<50	61	65
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	0,2	**0,3**	**0,3**	0,2	**1**	**0,9**	**1**	**0,7**	**0,8**
Chrome	-	5 000	5	7	29	70	56	59	83	54	42	56	49
Cobalt	370	-	5	<5	45	76	44	12	73	22	52	93	64
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	**2,5**	**32,1**	**32,5**	**40,5**	**22,7**	**59,1**	**30,1**	**58,1**	**30,8**	**26,6**
Fer	-	-	100	1 240	144	146	25 800	26 300	30 200	27 400	27 900	20 500	19 600
Lithium	-	-	100/500	356	1 260	3 400	2 000	658	3 280	2 500	2 170	1 250	2 010
Manganèse [4]	551	-	2	25	250	472	341	307	541	463	396	426	353
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	**77**	**163**	**127**	47	**143**	**85**	**82**	**182**	**139**
Plomb [4]	4,9	5 000	1	<1	**12**	**48**	**34**	**15**	**37**	**27**	**22**	**29**	**35**
Sélénium	62	1 000	1	<1	<1	2	1	<1	2	1	1	2	1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	3,4	7,4	8,8	7,5	12,7	11,2	15,8	4	7,7	8
Zinc [4]	17	-	6	12	**59**	10	**127**	**135**	**238**	**169**	**287**	**191**	**237**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction de la dureté de l'eau ($CaCO_3$) 5,75 mg/L (d'après la caractérisation d'eau de surface réalisée dans le cadre du projet Galaxy).

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-4 (5 de 6)
Résultats de l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)									
				W170537 (M1-18)	W170538 (M1-19)	W170540 (M1-20)	W170542 (M1-21)	W170543 (M1-22)	W170545 (M1-23)	W170546 (M1-24)	W170553 (M2-1)	W170555 (M2-4)	W170559 (M2-8)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017
				70-71	8-9	42-43	10-11	101-102	182-183	21-22	6-7	160-161	14-16
Autres composés inorganiques													
Fluorures	4 000	150000	100	700	2 300	1 900	1 400	1 100	1 000	3 300	1 000	1 000	3 000
Nitrites	-	100000	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	100,0	200,0	200,0
Nitrites+Nitrates	-	1 000 000	1 000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000
Métaux													
Aluminium	-	-	10/20/50/100	14 300	20 600	18 700	28 600	17 600	2 260	23 300	12 400	7 160	16 200
Argent [4]	0,03	-	0,1	**0,1**	**0,5**	**0,1**	**0,1**	<0,08	**0,09**	**0,09**	**0,26**	**0,11**	**0,15**
Arsenic	340	5 000	0.6/1.2	85	**1 160**	**3 570**	**1 950**	**1 200**	**388**	**6000**	78	**1 170**	**1 500**
Baryum [4]	108	100 000	20	**237**	**437**	**264**	**381**	**326**	<20	**426**	**345**	**164**	**349**
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	<50	161	54	61	<50	65	61	<50	<50	114
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	**0,3**	**0,7**	**0,6**	**0,4**	**0,4**	<0,1	**0,5**	**0,8**	**0,5**	**0,3**
Chrome	-	5 000	5	26	41	49	65	48	<5	57	56	36	41
Cobalt	370	-	5	41	132	122	88	43	<5	210	15	14	32
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	**40,2**	**75,5**	**21**	**51,7**	**37,3**	**2,4**	**43,8**	**27,6**	**19,9**	**28,6**
Fer	-	-	100	16 200	27 700	19 000	30 100	17 200	1 630	26 900	19 600	7 310	18 800
Lithium	-	-	100/500	729	6 960	3 660	1 060	4 020	949	1 270	1 770	2 920	3 910
Manganèse [4]	551	-	2	303	357	353	398	334	24	345	343	221	**557**
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	**155**	**412**	**224**	**135**	**83**	<10	**517**	38	21	**116**
Plomb [4]	4,9	5 000	1	**8**	**10**	**29**	**39**	**40**	<1	**35**	**16**	**16**	**35**
Sélénium	62	1 000	1	3	3	2	3	1	1	1	<1	2	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	4,9	13,8	6,1	10,4	11,6	0,5	12,6	8,6	7,1	11
Zinc [4]	17	-	6	**83**	**238**	**247**	**251**	**197**	6	**305**	**104**	**76**	**113**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction de la dureté de l'eau ($CaCO_3$) 5,75 mg/L (d'après la caractérisation d'eau de surface réalisée dans le cadre du projet Galaxy).

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-4 (6 de 6)
Résultats de l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)									
				W170561 (M2-10)	W170562 (M2-11)	W170565 (M2-13)	W170566 (M2-14)	W170572 (M2-19)	W170574 (V3B-1)	W170576 (V3B-3)	W170577 (V3B-4)	W170578 (V3B-5)	W170584 (V3B-10)
				09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017	09-11-2017
	RES[1]	D019[1]		5-6	44-45	6-7	95-96	7-8	45-46	112-113	85-86	22-23	70-72
Autres composés inorganiques													
Fluorures	4 000	150000	100	900,0	1 000	1 100	900,0	1 900	1 100	1 600	1 000	1 100	**4 300**
Nitrites	-	100000	100	300	200	200	300	200	200	300	200	300	300
Nitrites+Nitrates	-	1 000 000	1 000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000	<1000
Métaux													
Aluminium	-	-	10/20/50/100	17 500	16 900	13 200	23 300	12 200	4 980	1 630	2 550	3 480	3 330
Argent [4]	0,03	-	0,1	**0,11**	**0,11**	**0,17**	**0,12**	**0,13**	**0,18**	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0.6/1.2	**1 600**	**803**	**1 270**	**1 710**	**2 670**	**4450**	**10000**	**24400**	**17500**	**12500**
Baryum [4]	108	100 000	20	**342**	**339**	**304**	**298**	**326**	**241**	**156**	92	**147**	**220**
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	<50	58	136	<50	96	<50	134	78	187	66
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	**0,4**	**0,4**	**0,5**	**0,5**	**0,6**	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	0,2
Chrome	-	5 000	5	44	47	47	52	42	103	78	149	134	180
Cobalt	370	-	5	40	27	72	99	40	37	<5	15	33	30
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	**32,8**	**53**	**42,3**	**43,7**	**28,2**	**57,5**	**1,7**	**2,6**	**19**	1,3
Fer	-	-	100	16 600	18 700	17 600	27 800	15 300	6 710	2 050	2 730	3 850	4 800
Lithium	-	-	100/500	2 230	3 230	2 010	2 130	4 060	1 980	1 410	1 770	3 480	2 820
Manganèse [4]	551	-	2	225	243	276	369	207	111	48	51	79	131
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	10	<7	7	<7
Nickel [4]	67	-	10	**74**	54	**139**	**198**	**94**	**166**	31	**85**	**246**	**228**
Plomb [4]	4,9	5 000	1	**20**	**18**	**31**	**67**	**31**	2	<1	1	3	1
Sélénium	62	1 000	1	2	2	1	2	2	<1	<1	<1	1	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	10,4	9,2	6	10	5,1	2	1,0	<0,5	0,6	2,4
Zinc [4]	17	-	6	**86**	**104**	**103**	**131**	**106**	**35**	11	11	14	**19**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction de la dureté de l'eau ($CaCO_3$) 5,75 mg/L (d'après la caractérisation d'eau de surface réalisée dans le cadre du projet Galaxy).

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau C-5 (1 de 8)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse									
	W170493	W170494	W170495	W170496	W170497	W170498	W170499	W170500	W170501	W170502
	I1G-1	I1G-2	I1G-3	I1G-4	I1G-5	I1G-6	I1G-7	I1G-8	I1G-9	I1G-10
	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
	70-73	75,5-78,5	175-178	12-15	63-66	57-60	42-45	52-55	15-18	68-71
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)										
Potentiel neutralisant brut (PN)	3,0	2,4	3,6	3,0	4,2	3,9	3,7	3,6	8,5	5,9
Potentiel d'acidité maximum (PA)	<0,1	<0,1	<0,1	0,4	0,2	0,3	0,2	<0,1	0,1	0,1
Soufre (% masse sèche)										
Soufre total	0,004	0,003	0,005	0,025	0,009	0,009	0,006	<0,003	0,006	0,008
Sulfates	0,023	0,005	0,006	0,012	0,004	<0,003	<0,003	0,007	0,003	0,005
Sulfures	<0,003	<0,003	<0,003	0,013	0,005	0,009	0,006	<0,003	0,003	0,003
Analyse [(1)]										
PN-PA	2,9	2,3	3,5	2,6	4,0	3,6	3,5	3,5	8,4	5,8
Ratio PN/PA	30,0	24,0	36,0	7,4	26,9	13,9	19,7	36,0	90,7	62,9
Résultat D019 [(2)]	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA
Résultat MEND [(3)]	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

[(1)] Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
[(1)] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
[(2)] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau C-5 (2 de 8)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide sur les échantillons de stériles miniers
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse									
	W170505	W170506	W170507	W170508	W170509	W170511	W170513	W170514	W170515	W170516
	I1G-13	I1G-14	I1G-15	I1G-16	I1G-17	I1G-18	I1G-20	I1G-21	I1G-22	I1G-23
	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
	88-91	32-35	39-42	7,5-10,5	22-24,5	104-107	34,5-37,5	9-12	211-214	42-45
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)										
Potentiel neutralisant brut (PN)	4,2	3,5	2,5	5,1	4,5	4,7	3,9	3,6	4,7	3,8
Potentiel d'acidité maximum (PA)	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	1,2	<0,1	<0,1	<0,1
Soufre (% masse sèche)										
Soufre total	0,003	0,005	0,015	0,005	0,005	0,005	0,05	0,007	0,008	0,005
Sulfates	0,003	0,005	0,019	0,006	0,004	0,019	0,012	0,017	0,019	0,006
Sulfures	<0,003	<0,003	<0,003	<0,003	<0,003	<0,003	0,038	<0,003	<0,003	<0,003
Analyse [1]										
PN-PA	4,1	3,4	2,4	5,0	4,4	4,6	2,7	3,5	4,6	3,7
Ratio PN/PA	42,0	35,0	25,0	51,0	45,0	47,0	3,3	36,0	47,0	38,0
Résultat D019 [2]	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA
Résultat MEND [3]	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

[1] Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
[1] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
[2] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau C-5 (3 de 8)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide sur les échantillons de stériles miniers
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse									
	W170519	W170520	W170521	W170522	W170523	W170524	W170525	W170526	W170527	W170528
	I1G-25	M1-1	M1-2	M1-3	M1-4	M1-5	M1-6	M1-7	M1-8	M1-9
	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
	163-166	14-15	6-7	94-95	4-5	4546	72-73	127-128	72-73	65-66
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)										
Potentiel neutralisant brut (PN)	4,7	14,0	7,3	12,1	7,1	10,5	12,2	8,7	17,1	14,5
Potentiel d'acidité maximum (PA)	0,3	3,1	4,1	8,7	7,4	5,3	16,7	6,0	8,8	11,1
Soufre (% masse sèche)										
Soufre total	0,012	0,121	0,153	0,298	0,26	0,19	0,549	0,213	0,302	0,377
Sulfates	0,003	0,022	0,022	0,02	0,022	0,019	0,014	0,021	0,021	0,023
Sulfures	0,009	0,099	0,131	0,278	0,238	0,171	0,535	0,192	0,281	0,354
Analyse										
PN-PA	4,4	10,9	3,2	3,4	-0,3	5,2	-4,5	2,7	8,3	3,4
Ratio PN/PA	16,7	4,5	1,8	1,4	1,0	2,0	0,7	1,5	1,9	1,3
Résultat D019	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	PGA	NPGA	PGA	PGA
Résultat MEND	NPGA	NPGA	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

(1) Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
(1) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
(2) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau C-5 (4 de 8)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide sur les échantillons de stériles miniers
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse									
	W170529	W170530	W170531	W170532	W170533	W170534	W170535	W170536	W170537	W170538
	M1-10	M1-11	M1-12	M1-13	M1-14	M1-15	M1-16	M1-17	M1-18	M1-19
	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
	75-76	10-11	68-69	75-76	28-29	120-121	30-31	25-26	70-71	8-9
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)										
Potentiel neutralisant brut (PN)	9,7	10,7	10,1	9,3	8,4	9,1	9,7	9,8	10,8	8,9
Potentiel d'acidité maximum (PA)	5,2	4,0	1,3	10,2	2,8	13,3	15,6	6,7	4,8	6,1
Soufre (% masse sèche)										
Soufre total	0,196	0,143	0,088	0,34	0,115	0,456	0,53	0,247	0,187	0,234
Sulfates	0,031	0,015	0,046	0,015	0,025	0,03	0,03	0,033	0,033	0,038
Sulfures	0,165	0,128	0,042	0,325	0,09	0,426	0,5	0,214	0,154	0,196
Analyse										
PN-PA	4,5	6,7	8,8	-0,9	5,6	-4,2	-5,9	3,1	6,0	2,8
Ratio PN/PA	1,9	2,7	7,7	0,9	3,0	0,7	0,6	1,5	2,2	1,5
Résultat D019	NPGA	NPGA	NPGA	PGA	NPGA	PGA	PGA	NPGA	NPGA	NPGA
Résultat MEND	*Incertain*	*Incertain*	NPGA	PGA	NPGA	PGA	PGA	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

(1) Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
(1) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
(2) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau C-5 (5 de 8)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide sur les échantillons de stériles miniers
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse									
	W170540	W170542	W170543	W170545	W170546	W170547	W170548	W170549	W170550	W170551
	M1-20	M1-21	M1-22	M1-23	M1-24	M1-25	M1-26	M1-27	M1-28	M1-29
	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
	42-43	10-11	101-102	182-183	21-22	34-35	35-36	15-16	11-12	45-46
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)										
Potentiel neutralisant brut (PN)	9,3	9,7	9,0	12,0	8,3	11,0	10,2	9,0	7,7	5,3
Potentiel d'acidité maximum (PA)	3,2	8,6	6,3	8,9	9,1	7,3	7,6	7,8	6,8	7,1
Soufre (% masse sèche)										
Soufre total	0,125	0,301	0,213	0,329	0,294	0,276	0,260	0,262	0,242	0,261
Sulfates	0,023	0,027	0,013	0,045	0,004	0,044	0,016	0,012	0,026	0,035
Sulfures	0,102	0,274	0,2	0,284	0,29	0,232	0,244	0,25	0,216	0,226
Analyse										
PN-PA	6,1	1,1	2,8	3,1	-0,8	3,8	2,6	1,2	1,0	-1,8
Ratio PN/PA	2,9	1,1	1,4	1,4	0,9	1,5	1,3	1,2	1,1	0,8
Résultat D019	NPGA	PGA	NPGA	PGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA
Résultat MEND	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	PGA	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	*PGA*

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

(1) Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
(1) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
(2) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau C-5 (6 de 8)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide sur les échantillons de stériles miniers
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse									
	W170552	W170553	W170554	W170585	W170555	W170556	W170557	W170558	W170559	W170560
	M1-30	M2-1	M2-2	M2-3	M2-4	M2-5	M2-6	M2-7	M2-8	M2-9
	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
	47-48	6-7	85-86	16-17	160-161	36-37	48-49	104-105	12-13	58-59
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)										
Potentiel neutralisant brut (PN)	6,2	7,5	6,5	7,6	8,8	6,5	10,3	7,3	7,3	7,2
Potentiel d'acidité maximum (PA)	19,8	9,8	6,7	9,8	11,9	9,2	6,9	4,6	4,3	11,5
Soufre (% masse sèche)										
Soufre total	0,686	0,343	0,237	0,33	0,391	0,293	0,24	0,167	0,155	0,392
Sulfates	0,053	0,028	0,023	0,017	0,01	<0,003	0,019	0,019	0,016	0,025
Sulfures	0,633	0,315	0,214	0,313	0,381	0,293	0,221	0,148	0,139	0,367
Analyse										
PN-PA	-13,6	-2,3	-0,2	-2,2	-3,1	-2,7	3,4	2,7	3,0	-4,3
Ratio PN/PA	0,3	0,8	1,0	0,8	0,7	0,7	1,5	1,6	1,7	0,6
Résultat D019	PGA	PGA	NPGA	PGA	PGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	PGA
Résultat MEND	PGA	PGA	NPGA	PGA	PGA	PGA	*Incertain*	*Incertain*	*Incertain*	*PGA*

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

(1) Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
(1) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
(2) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau C-5 (7 de 8)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide sur les échantillons de stériles miniers
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse									
	W170561	W170562	W170564	W170565	W170566	W170567	W170569	W170570	W170571	W170572
	M2-10	M2-11	M2-12	M2-13	M2-14	M2-15	M2-16	M2-17	M2-18	M2-19
	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
	5-6	44-45	50-51	6-7	95-96	90-91	52-53	107-108	78-79	7-8
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)										
Potentiel neutralisant brut (PN)	7,3	7,8	7,3	12,2	8,6	7,8	8,5	7,4	11,3	9,3
Potentiel d'acidité maximum (PA)	7,8	13,3	6,6	20,5	8,7	13,4	16,2	12,1	7,8	9,5
Soufre (% masse sèche)										
Soufre total	0,269	0,431	0,211	0,655	0,279	0,43	0,517	0,391	0,248	0,309
Sulfates	0,021	0,006	<0,003	<0,003	<0,003	<0,003	<0,003	0,003	<0,003	0,006
Sulfures	0,248	0,425	0,211	0,655	0,279	0,43	0,517	0,388	0,248	0,303
Analyse										
PN-PA	-0,5	-5,5	0,7	-8,3	-0,1	-5,6	-7,7	-4,7	3,6	-0,2
Ratio PN/PA	0,9	0,6	1,1	0,6	1,0	0,6	0,5	0,6	1,5	1,0
Résultat D019	NPGA	PGA	NPGA	PGA	NPGA	PGA	PGA	PGA	NPGA	PGA
Résultat MEND	PGA	PGA	*Incertain*	PGA	*Incertain*	PGA	PGA	PGA	Incertain	*Incertain*

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

(1) Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
(1) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
(2) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau C-5 (8 de 8)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide sur les échantillons de stériles miniers
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse										
	W170573	W170574	W170575	W170576	W170577	W170578	W170579	W170580	W170582	W170583	W170584
	M2-20	V3B-1	V3B-2	V3B-3	V3B-4	V3B-5	V3B-6	V3B-7	V3B-8	V3B-9	V3B-10
	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
	43,65-45	45-46	97-98	112-113	85-86	22-23	90-91	78-79	30-31	110-111	69,25-71,25
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)											
Potentiel neutralisant brut (PN)	7,3	10,1	9,8	10,6	18,1	10,8	16,6	13	14,6	13,6	13,9
Potentiel d'acidité maximum (PA)	5,7	0,5	1,2	1,2	0,5	2,2	0,6	1,3	0,6	1,6	0,9
Soufre (% masse sèche)											
Soufre total	0,208	0,015	0,06	0,052	0,015	0,079	0,023	0,052	0,021	0,059	0,03
Sulfates	0,027	<0,003	0,021	0,014	<0,003	0,008	0,004	0,01	0,003	0,008	<0,003
Sulfures	0,181	0,015	0,039	0,038	0,015	0,071	0,019	0,042	0,018	0,051	0,03
Analyse											
PN-PA	1,6	9,6	8,6	9,4	17,6	8,6	16,0	11,7	14,0	12,0	13,0
Ratio PN/PA	1,3	21,5	8,0	8,9	38,6	4,9	28,0	9,9	26,0	8,5	14,8
Résultat D019	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA
Résultat MEND	*Incertain*	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

(1) Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
(1) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
(2) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau C-6
Résultats des analyses de radioactivité (spectrométrie gamma)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Activité [1] (Bq/g)	LRD diffuses [2] (Bq/g)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (Bq/g)							
			W170496 (I1G-4)	W170511 (I1G-18)	W170536 (M1-17)	W170543 (M1-22)	W170560 (M2-9)	W170570 (M2-17)	W170576 (V3B-3)	W170583 (V3B-9)
			2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017	11-09-2017
			12-15	104-107	25-26	101-102	58-59	107-108	112-113	110-111
Radioactivité										
Thorium-232 (calc)	40	10	<0,001	0,003	0,040	0,032	0,026	0,040	0,006	0,007
Uranium-234 (calc)	40	10	0,014	0,13	0,038	0,037	0,024	0,037	0,008	0,008
Uranium-238 (calc)	40	10	0,014	0,13	0,038	0,037	0,024	0,037	0,008	0,008
Radium-228	40	0,3	<0,01	<0,01	0,05	0,06	0,04	0,05	0,01	<0,01
Thorium-228	40	0,3	<0,005	0,008	0,042	0,04	0,034	0,042	0,007	0,008
Thorium-230	40	10	<0,2	<0,5	<0,4	<0,4	<0,3	<0,3	<0,1	<0,2
Radium-226	4,0	0,3	<0,06	0,09	<0,06	0,10	0,06	0,10	0,07	<0,03
Plomb-210	4,0	0,3	<0,04	0,10	0,04	0,06	<0,04	0,05	<0,03	<0,03
Potassium-40	400	17	1	1	0,8	1,3	0,5	1	0,21	0,7
Somme des ratios - RMD	1	-	0,0032	0,0568	0,0172	0,0484	0,0200	0,0452	0,0190	0,0025
Somme des ratios - Santé Canada - 1LD [3]	-	-	0,47	0,83	0,74	0,99	0,65	0,91	0,41	0,32
Somme des ratios - Santé Canada - 0LD [4]	-	-	0,06	0,75	0,50	0,95	0,48	0,88	0,30	0,07

NOTES:

[1]: Activité maximale mentionnée à l'annexe 1 du Règlement sur les matières dangereuses (RMD) pour 1 kg de matière contenant ce radioélément.

[2]: Limites de rejet dérivées (LRD) inconditionnelles pour des sources de matières radioactives naturelles diffuses aqueuses tirées des Lignes directrices canadiennes pour la gestion des matières radioactives naturelles (MRN) de Santé Canada (2014).

[3]: Donnée par le laboratoire. Lorsqu'un élément n'était pas détecté, le laboratoire a utilisé une concentration égale à la limite de détection pour le calcul des ratios.

[4]: Calculée. Lorsqu'un élément n'était pas détecté, une concentration nulle a été utilisée pour le calcul des ratios.

LÉGENDE:

- : Non défini ou non analysé
100 : Matériel excédant les LRD
100 : Matériel considéré radioactif au sens du RMD

ANNEXE

D

TABLEAUX DES RÉSULTATS - ÉCHANTILLONS DE MINERAI

Tableau D-1 (1 de 3)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)								
	A	B	C	D		W171707 (MZ-1)	W171708 (MZ-2)	W171709 (MZ-3)	W171710 (MZ-4)	W171711 (MZ-5)	W171712 (MZ-6)	W171713 (MZ-7)	W171714 (MZ-8)	W171715 (MZ-9)
						03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018
						20-23	15-18	34-34,75	45-48	160-163	28-28,5	9-9,75	115-118	47-50
Métaux														
Aluminium	-	-	-	-	30/300/1500	624	630	10900	472	544	1 080	453	18600	894
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1/10/50	**8**	5	***527***	**8,0**	**195,0**	**16**	**10,0**	**130**	**24**
Béryllium	-	-	-	-	1	10	<1	<1	2	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	0,9	<0,5	<0,5	**1,3**	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2	4	2	**177**	3	3	4	5	**124**	2
Cobalt	30	50	300	1 500	2	<2	<2	**35**	<2	<2	<2	<2	18	<2
Cuivre	65	100	500	2 500	1	<1	<1	**87**	<1	1	<1	<1	32	<1
Fer	-	-	-	-	500/5000/25000	742	2070	13800	605	650	<500	536	33 500	954
Lithium	-	-	-	-	20/100/200/1000	94	362	340	108	90	65	32	581	120
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	211	706	173	259	202	96	91	572	367
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1	<1	<1	2	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Nickel	50	100	500	2 500	2	<2	<2	**194**	<2	3	<2	<2	**52**	<2
Plomb	40	500	1 000	5 000	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	6	<5
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5	8	25	39	6,0	**447**	<5	5	**445**	9
Paramètres physicochimiques														
pH	-	-	-	-	-	-	-	9,56	-	-	-	-	-	-
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	-	<0,3	-	-	-	-	-	-

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016)
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau D-1 (2 de 3)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)								
	A	B	C	D		W171716 (MZ-10)	W171717 (MZ-11)	W171718 (MZ-12)	W171719 (MZ-13)	W171720 (MZ-14)	W171722 (MZ-15)	W171723 (MZ-16)	W171724 (MZ-17)	W171725 (MZ-18)
						03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018
						37-37,75	6-6,75	4-4,5	29,5-30	21-21,5	9-12	88,25-90,75	130-133	71-71,5
Métaux														
Aluminium	-	-	-	-	30/300/1500	22300	14700	356	15900	511	14700	17 700	587	625
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1/10/50	***264***	***7150***	**22**	***3100,0***	**18**	***309,0***	**30**	***648***	**40**
Béryllium	-	-	-	-	1	2	<1	<1	2	<1	<1	1	3	<1
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2	96	**424**	4	66	5	67	**168**	4	3
Cobalt	30	50	300	1 500	2	19	**36**	<2	**33**	<2	14	18	<2	<2
Cuivre	65	100	500	2 500	1	55	21	2	**76**	<1	27	47	<1	<1
Fer	-	-	-	-	500/5000/25000	47400	27 000	565	34400	<500	25 300	35100	1 030	<500
Lithium	-	-	-	-	20/100/200/1000	1030	280	25	1210	46	809	1000	108	36
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	512	209	136	414	71	503	629	286	35
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1	3	<1	<1	1	<1	<1	<1	<1	<1
Nickel	50	100	500	2 500	2	**73**	**217**	<2	**90**	<2	26	45	<2	<2
Plomb	40	500	1 000	5 000	5	6	<5	<5	<5	<5	<5	5	<5	<5
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5	127	73	51	63	<5	89	107	17	6
Paramètres physicochimiques														
pH	-	-	-	-	-	-	-	-		-	-	-	7,36	-
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	-	-		-	-	-	<0,3	-

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016)
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau D-1 (3 de 3)
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)									
	A	B	C	D		W171726 (MZ-19)	W171727 (MZ-20)	W171728 (MZ-21)	W171729 (MZ-22)	W171730 (MZ-23)	W171731 (MZ-24)	W170503 (MZ-25/I1G-11)	W170504 (MZ-26 / I1G-12)	W170512 (MZ-27 / I1G-19)	W170518 (MZ-28 / I1G-24)
						03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
						72-72,5	20-23	18-18,5	33-36	50-53	33-36	113-116	88-90	2-5	24-27
Métaux															
Aluminium	-	-	-	-	30/300/1500	18400	457	685	13500	8350	372	561	825	4 770	711
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	1/10/50	**101**	***309***	***254***	**99**	***1630***	**118**	**17**	**78**	***664***	***341***
Béryllium	-	-	-	-	1	<1	<1	2	<1	<1	<1	<1	<1	2	<1
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	**1,6**	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Chrome	100	250	800	4 000	2	87	3	10	41	6	<2	5	7	97	8
Cobalt	30	50	300	1 500	2	14	<2	<2	12	5	<2	<2	<2	5	<2
Cuivre	65	100	500	2 500	1	32	<1	<1	34	9	2	3	3	4	3
Fer	-	-	-	-	500/5000/25000	27100	853	1280	22300	17200	506	537	1 040	5 030	549
Lithium	-	-	-	-	20/100/200/1000	835	109	155	556	283	<20	133	220	313	76
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	441	274	404	380	312	47	348	462	275	152
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	1	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Nickel	50	100	500	2 500	2	40	<2	<2	25	4	<2	<2	<2	43	<2
Plomb	40	500	1 000	5 000	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc	150	500	1 500	7 500	5	95	8	**809**	84	63	5	26	10	44	9
Paramètres physicochimiques															
pH	-	-	-	-	-	-	-	7,55	-	-	-	-	7,78	-	8,4
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	-	<0,3	-	-	-	-	<0,3	-	<0,3

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016)
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau D-2 (1 de 3)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)								
	RES [1]	D019 [2]		W171707 (MZ-1)	W171709 (MZ-3)	W171710 (MZ-4)	W171711 (MZ-5)	W171712 (MZ-6)	W171713 (MZ-7)	W171714 (MZ-8)	W171715 (MZ-9)	W171716 (MZ-10)
				03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018
				20-23	34-34,75	45-48	160-163	28-28,5	9-9,75	115-118	47-50	37-37,5
Autres composés inorganiques												
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	0,17	0	0	1	<0,15	<0,15	0,17
Nitrites	-	100	0,1	3	4,6	4,3	3,3	3,5	2,5	2,5	3,1	2,4
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	5,5	10,6	33,2	6,1	7,2	5,3	5,2	5,6	6,2
Métaux												
Aluminium	-	-	0,01	0,21	0,87	0,25	0,30	0,25	1,81	1,26	0,36	1,94
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	0,00038	0,00406	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	0,00033	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,0594	**0,917**	0,0668	0,0093	0,0156	0,0088	0,0835	0,0309	0,176
Baryum [4]	0,11	100	0,06	<0,06	**0,39**	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	**0,11**	<0,06	**0,16**
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	0,0001	<0,0001	<0,0001
Chrome	-	5	0,005	<0,005	0,049	<0,005	<0,005	0,006	<0,005	0,008	0,018	0,025
Cobalt	0,37	-	0,005	<0,005	0,052	<0,005	0,008	<0,005	<0,005	0,009	<0,005	0,023
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	**0,005**	**0,0027**	**0,0029**	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	**0,0022**	0,001
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	15	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0,1	1	0,1	0,8	0,8	0,4	2	0,1	1	0,3
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	**3,59**	0,32	**2,38**	**1,89**	**1,17**	**8,43**	**0,66**	**5,92**	**0,6**
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	<0,01	**0,3**	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	0,02	0,01	**0,2**
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	<0,001	**0,005**	<0,001	0,002	<0,001	<0,001	**0,018**	<0,001	**0,059**
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,012	0,007	0,009	0,027	<0,002	0,015	0,01	0,016	0,014
Zinc [4]	0,017	-	0,02	**0,02**	<0,02	**0,24**	**0,08**	**0,04**	**0,04**	**0,07**	**0,03**	<0,02

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau D-2 (2 de 3)
Résultats des essais Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)								
	RES [1]	D019 [2]		W171717 (MZ-11)	W171718 (MZ-12)	W171719 (MZ-13)	W171720 (MZ-14)	W171722 (MZ-15)	W171723 (MZ-16)	W171724 (MZ-17)	W171725 (MZ-18)	W171726 (MZ-19)
				03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018
				6-6,75	4-4,5	29,5-30	21-21,5	9-12	88,25-90,75	130-133	71-71,5	72-72,5
Autres composés inorganiques												
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	0,25	0	<0,15	-0,15	<0,15	-0,15	-0,15	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	5,1	2,3	3,7	2,9	2,7	2,8	3	2,5	3,6
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	10,8	6,1	9	6,6	6,8	5,4	6,6	8,0	6,9
Métaux												
Aluminium	-	-	0,01	0,99	0,54	1,34	0,53	1,20	1,42	0,38	0,44	1,17
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	0,00012	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	**5,11**	0,0515	**0,487**	0,0233	0,286	0,0085	0,0417	0,0421	0,106
Baryum [4]	0,11	100	0,06	**0,53**	<0,06	**0,25**	<0,06	**0,17**	**0,28**	<0,06	<0,06	**0,23**
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	**0,0003**	<0,0001	<0,0001	**0,0002**	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Chrome	-	5	0,005	0,035	0,020	0,039	0,022	0,031	0,039	0,013	0,03	0,052
Cobalt	0,37	-	0,005	0,057	<0,005	0,028	<0,005	0,018	0,014	<0,005	<0,005	0,02
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	0,001	**0,0136**	0,0014	**0,0112**	<0,0009	<0,0009	<0,0009	<0,0009	**0,0017**
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0,1	0,1	0,3	0,4	0,3	0,3	0,3	1	0,3	0,2
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	0,12	**1,03**	**2**	**0,84**	0,22	**0,79**	**3,4**	0,36	0,21
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	**0,39**	<0,01	**0,11**	<0,01	0,02	0,03	<0,01	<0,01	0,05
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	0,001	<0,001	0,003	<0,001	0,002	**0,009**	<0,001	0,001	**0,006**
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	<0,002	0,03	0,011	<0,002	0,01	0,014	0,023	0,012	0,008
Zinc [4]	0,017	-	0,02	<0,02	**0,45**	**0,02**	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau D-2 (3 de 3)
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)								
	RES [1]	D019 [2]		W171727 (MZ-20)	W171728 (MZ-21)	W171729 (MZ-22)	W171730 (MZ-23)	W171731 (MZ-24)	W170503 (I1G-11)	W170504 (I1G-12)	W170512 (I1G-19)	W170518 (I1G-24)
				03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				20-23	18-18,5	33-36	50-53	33-36	113-116	88-90	2-5	24-27
Autres composés inorganiques												
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	0,17	<0,15	<0,15	<0,15	0,17	<0,15
Nitrites	-	100	0,1	4,1	7,4	2,5	2	2,2	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	9,0	13,5	6,1	5,1	6,1	8,4	1,0	<1,0	<1,0
Métaux												
Aluminium	-	-	0,01	0,36	0,28	1,79	1,18	0,91	0,16	0,17	0,28	0,38
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008	0,00244	<0,00008	<0,00008	<0,00008	<0,00008
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,0931	0,036	0,1	0,308	0,0414	0,017	0,0354	**0,62**	0,104
Baryum [4]	0,11	100	0,06	<0,06	<0,06	**0,16**	**0,29**	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06	<0,06
Béryllium	-	-	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Bore	28	500	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	<0,0001	**0,0002**	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Chrome	-	5	0,005	0,015	0,016	0,042	0,033	0,02	0,025	0,03	0,03	0,05
Cobalt	0,37	-	0,005	<0,005	<0,005	0,022	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	0,011	<0,005
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	**0,0015**	**0,0024**	**0,0020**	<0,0009	**0,0031**	<0,0009	<0,0009	<0,0009	0,0014
Fer	-	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Lithium	-	-	0,1	1	2	0,3	0,1	0,1	0,8	1	0,8	0,4
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	**2,61**	**4,77**	**0,85**	0,17	0,54	**2,99**	**3,25**	**2,5**	**1,03**
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007	<0,007
Nickel [4]	0,067	-	0,01	<0,01	<0,01	0,04	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	**0,08**	<0,01
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	0,002	<0,001	**0,009**	**0,005**	0,003	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Uranium [4]	0,32	2	0,002	0,011	0,019	0,011	0,027	0,023	0,01	0,004	0,018	0,006
Zinc [4]	0,017	-	0,02	<0,02	**0,12**	**0,03**	<0,02	<0,02	**0,05**	<0,02	<0,02	<0,02

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau D-3 (1 de 2)
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)								
				W171707 (MZ-1)	W171709 (MZ-3)	W171711 (MZ-5)	W171713 (MZ-7)	W171716 (MZ-10)	W171717 (MZ-11)	W171719 (MZ-13)	W171722 (MZ-15)	W171724 (MZ-17)
	RES[1]	D019[1]		03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018
				20-23	34-34,75	160-163	9-9,75	37-37,75	6-6,75	29,5-30	9-12	130-133
Autres composés inorganiques												
Fluorures	4 000	150 000	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Métaux												
Aluminium	-	-	10	219	306	186	219	838	392	525	445	179
Argent [4]	0,03	-	0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0,6	11	253	9	4	174	**442**	202	33	8
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Chrome	-	5 000	5	<5	7	56	<5	<5	<5	<5	224	<5
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	0,9	<0,9	1,5	<0,9	1,0	<0,9	<0,9	**6,1**	<0,9
Fer	-	-	100	<100	160	109	<100	<100	106	<100	1 020	<100
Lithium	-	-	100	318	<100	175	<100	115	<100	133	116	198
Manganèse [4]	551	-	2	36	5	24	19	146	2	4	17	30
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	7	<7	<7	<7	<7	29	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	**84**	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sélénium	62	1 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	<0,5	<0,5	0,7	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	0,5
Zinc [4]	17	-	6	12	**109**	8	<6	16	<6	14	7	<6

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau D-3 (2 de 2)
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)								
				W171726 (MZ-19)	W171727 (MZ-20)	W171728 (MZ-21)	W171730 (MZ-23)	W171731 (MZ-24)	W170503 (I1G-11)	W170504 (I1G-12)	W170512 (I1G-19)	W170518 (I1G-24)
	RES[1]	D019[1]		03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				72-72,5	20-23	18-18,5	50-53	33-36	113-116	88-90	2-5	24-27
Autres composés inorganiques												
Fluorures	4 000	150 000	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<100,0	<100,0	<100,0	<100,0
Métaux												
Aluminium	-	-	10	510	396	229	435	691	118	115	142	141
Argent [4]	0,03	-	0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	<0,08	**0,09**	<0,08
Arsenic	340	5 000	0,6	8	15	59	34	26	4	6,1	33	9
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Béryllium	-	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Bore	28 000	500 000	50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50	<50
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	0,1	0,1	0,2	0,2
Chrome	-	5 000	5	<5	<5	13	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	<0,9	1,1	**9,6**	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9
Fer	-	-	100	149	<100	<100	117	<100	<100	<100	<100	<100
Lithium	-	-	100	134	202	407	<100	<100	275	265	<100	<100
Manganèse [4]	551	-	2	4	15	20	4	7	156	167	45	42
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	**0,3**	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sélénium	62	1 000	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	2,6	0,6	<0,5	0,7	<0,5
Zinc [4]	17	-	6	**159**	12	14	<6	8	<9	<9	<9	10

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau D-4
Résultats de l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9)
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (µg/L)			
				W170503 (MZ-25 / I1G-11)	W170504 (MZ-26 / I1G-12)	W170512 (MZ-27 / I1G-19)	W170518 (MZ-28 / I1G-24)
	RES[1]	D019[1]		2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
				113-116	88-90	2-5	24-27
Autres composés inorganiques							
Fluorures	4 000	150 000	0,1	0,7	0,5	4,1	0,8
Nitrites	-	100 000	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Nitrites+Nitrates	-	1 000 000	1	<1	<1	<1	<1
Métaux							
Aluminium	-	-	10 / 50 / 100	16 500	16 100	29	13 100
Argent [4]	0,03	-	0,08	**0,09**	<0,08	<0,08	<0,08
Arsenic	340	5 000	0,6	90,2	114,0	8,6	**1270**
Baryum [4]	108	100 000	20	<20	<20	86	55
Béryllium	-	-	5	8	8	7	7
Bore	28 000	500 000	50	119	92	572	76
Cadmium [4]	0,21	500	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Chrome	-	5 000	5	42	26	55	23
Cobalt	370	-	5	<5	<5	<5	<5
Cuivre [4]	1,5	-	0,9	**4,6**	**3,4**	**5,8**	**2,4**
Fer	-	-	100	1 990	2 880	3 670	1 220
Lithium	-	-	100 / 500	5 900	6 860	<200	3 840
Manganèse [4]	551	-	2	**1 130**	**1 590**	**657**	363
Mercure	0,0013	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Molybdène	29 000	-	7	24	11	9	11
Nickel [4]	67	-	10	<10	<10	26	<10
Plomb [4]	4,9	5 000	1	**37**	**11**	**16**	**9**
Sélénium	62	1 000	1	2	<1	2	1
Uranium [4]	320	2 000	0,5	35,4	17,4	58,2	15,8
Zinc [4]	17	-	6	**126**	**110**	**82**	**37**

NOTES:
[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).
[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.
[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau D-5 (1 de 3)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon / Échantillon par code de lithologie / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse								
	W171707	W171708	W171709	W171710	W171711	W171712	W171713	W171714	W171715
	MZ-1	MZ-2	MZ-3	MZ-4	MZ-5	MZ-6	MZ-7	MZ-8	MZ-9
	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018
	20-23	15-18	34-34,75	45-48	160-163	28-28,5	9-9,75	115-118	47-50
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)									
Potentiel neutralisant brut (PN)	4,5	5,0	9,5	4,3	2,8	4,9	5,0	12,4	3,6
Potentiel d'acidité maximum (PA)	<0,1	<0,1	1,5	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	10,6	<0,1
Soufre (% masse sèche)									
Soufre total	<0,003	<0,003	0,075	<0,003	<0,003	<0,003	<0,003	0,353	<0,003
Sulfates	0,054	0,035	0,026	0,011	0,003	<0,003	0,016	0,015	0,023
Sulfures	<0,003	<0,003	0,049	<0,003	<0,003	<0,003	<0,003	0,338	<0,003
Analyse [(1)]									
PN-PA	4,4	4,9	8,0	4,2	2,7	4,8	4,9	12,3	3,5
Ratio PN/PA	45,0	50,0	6,2	43,0	28,0	49,0	50,0	1,2	36,0
Résultat D019 [(2)]	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	PGA	NPGA
Résultat MEND [(3)]	*NPGA*	*NPGA*	*NPGA*	*NPGA*	*NPGA*	*NPGA*	*NPGA*	*Incertain*	*NPGA*

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

[(1)] Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
[(2)] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
[(3)] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for* Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau D-5 (2 de 3)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon / Échantillon par code de lithologie / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse								
	W171716	W171717	W171718	W171719	W171720	W171722	W171723	W171724	W171725
	MZ-10	MZ-11	MZ-12	MZ-13	MZ-14	MZ-15	MZ-16	MZ-17	MZ-18
	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018
	37-37,75	6-6,75	4-4,5	29,5-30	21-21,5	9-12	88,25-90,75	130-133	71-71,5
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)									
Potentiel neutralisant brut (PN)	12,3	11,7	4,5	15,9	3,8	9,9	8,1	4,6	4,0
Potentiel d'acidité maximum (PA)	11,1	13,8	<0,1	25,9	0,1	8,4	11,9	0,2	0,3
Soufre (% masse sèche)									
Soufre total	0,37	0,468	0,023	0,845	0,003	0,282	0,396	0,005	0,01
Sulfates	0,014	0,025	0,023	0,015	<0,003	0,013	0,016	<0,003	<0,003
Sulfures	0,356	0,443	0,00	0,83	0,003	0,269	0,38	0,005	0,01
Analyse [(1)]									
PN-PA	1,2	-2,1	4,4	-10,0	3,7	1,5	-3,8	4,4	3,7
Ratio PN/PA	1,1	0,8	45,0	0,6	38,0	1,2	0,7	29,4	12,8
Résultat D019 [(2)]	PGA	PGA	NPGA	PGA	NPGA	NPGA	PGA	NPGA	NPGA
Résultat MEND [(3)]	*Incertain*	Incertain	*NPGA*	Incertain	*NPGA*	*Incertain*	Incertain	NPGA	NPGA

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

[(1)] Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
[(2)] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
[(3)] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for* Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau D-5 (3 de 3)
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon / Échantillon par code de lithologie / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse									
	W171726	W171727	W171728	W171729	W171730	W171731	W170503	W170504	W170512	W170518
	MZ-19	MZ-20	MZ-21	MZ-22	MZ-23	MZ-24	MZ-25 / I1G-11	MZ-26 / I1G-12	MZ-27 / I1G-19	MZ-28 / I1G-24
	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	03-01-2018	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11	2017-09-11
	72-72,5	20-23	18-18,5	33-36	50-53	33-36	113-116	88-90	2-5	24-27
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)										
Potentiel neutralisant brut (PN)	7,3	3,2	5,3	10,9	3,9	10,6	3,9	3,7	12,2	3,4
Potentiel d'acidité maximum (PA)	7,4	1,2	1,4	9,9	0,9	4,8	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Soufre (% masse sèche)										
Soufre total	0,247	0,037	0,045	0,335	0,029	0,165	0,005	<0,003	0,007	0,005
Sulfates	0,011	<0,003	<0,003	0,018	<0,003	0,013	0,009	0,012	0,017	0,013
Sulfures	0,236	0,037	0,045	0,317	0,029	0,152	<0,003	<0,003	<0,003	<0,003
Analyse										
PN-PA	-0,1	2,0	3,9	1,0	3,0	5,9	3,8	3,6	12,1	3,3
Ratio PN/PA	1,0	2,8	3,8	1,1	4,3	2,2	39,0	37,0	122,0	34,0
Résultat D019	NPGA	NPGA	NPGA	PGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA
Résultat MEND	*Incertain*	*Incertain*	*NPGA*	*Incertain*	*NPGA*	*Incertain*	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

(1) Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
(2) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
(3) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for* Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

ANNEXE

E

TABLEAUX DES RÉSULTATS - ÉCHANTILLONS DE RÉSIDUS

Tableau E-1
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de résidus miniers
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (mg/kg)											
	A	B	C	D		Tailings #1	Taillings #2	Taillings #3	Taillings #4	Taillings #5	Taillings #6	Taillings #7	Taillings #8	Taillings #9	Taillings #10	Taillings #11	Taillings #12
						2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01
Métaux																	
Aluminium	-	-	-	-	1	2500	3000	1800	1900	1 900	1900	1 900	1 900	1 900	1 900	1 900	1900
Antimoine	-	-	-	-	0,8	<0,8	<0,8	<0,8	<0,8	<0,8	<0,8	<0,8	<0,8	<0,8	<0,8	<0,8	<0,8
Argent	0,5	20	40	200	0,01	0,03	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,01	0,03
Arsenic	5	30	50	250	0,1	**31**	**26**	**51**	**25,0**	**46,0**	**30,0**	**27**	**24,0**	**33,0**	**30,0**	**36,0**	**22**
Baryum	240	500	2 000	10 000	0,01	3,7	4	2,8	2,6	2,9	2,7	2,5	3	2,9	3,2	3,1	2,6
Béryllium	-	-	-	-	0,02	1,4	1,8	1,5	1,4	1,4	1,4	1,9	1,2	1,3	1,3	1,5	1,2
Bore	-	-	-	-	1,0	2	3	2	2,0	2,0	2	2	2	2	2	2	2
Cadmium	0,9	5	20	100	0,02	0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	0,02
Chrome VI	-	6	10	-	0,2	<0,2	0,3	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Cobalt	30	50	300	1 500	0,01	0,43	0,39	0,34	0,34	0,33	0,34	0,30	0,34	0,36	0,33	0,31	0,32
Cuivre	65	100	500	2 500	0,1	8,6	4,9	4,1	3,9	3,5	6,0	5,5	4,6	4,7	3,7	4,5	3,6
Fer	-	-	-	-	500	2500	2500	2100	2100	2 100	2100	2000	2 200	2 200	2 200	2 000	2 000
Lithium	-	-	-	-	20	56	70	60	54	62	56	58	60	62	63	57	58
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	180	220	220	200	220	190	200	210	200	220	190	200
Mercure	0,3	2	10	50	0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Molybdène	8	10	40	200	0,1	0,5	0,4	0,3	0,5	0,3	0,3	0,3	0,4	0,4	0,4	0,4	0,3
Nickel	50	100	500	2 500	0,1	3,5	2,8	2,2	2,4	2,2	2,3	2,1	2,4	2,5	2,3	2,2	2,2
Plomb	40	500	1 000	5 000	0,1	2,0	2,1	1,8	1,9	1,8	1,9	1,9	2,0	2,1	2,0	2,3	1,8
Sélénium	3	3	10	50	0,7	<0,7	<0,7	<0,7	<0,7	<0,7	<0,7	<0,7	<0,7	<0,7	<0,7	<0,7	<0,7
Uranium	-	-	-	-	0,002	1,9	1,9	1,9	2,0	1,8	1,6	1,7	2	2,2	2	3,3	1,8
Vanadium	-	-	-	-	1,0	<1	<1	<1	<1,0	<1,0	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016). Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur .

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau E-2
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantillons de résidus miniers
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (mg/L)											
	RES [1]	D019 [2]		Tailings #1	Taillings #2	Taillings #3	Taillings #4	Taillings #5	Taillings #6	Taillings #7	Taillings #8	Taillings #9	Taillings #10	Taillings #11	Taillings #12
				2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01
Autres composés inorganiques															
Fluorures	4	150	0,15	0,21	0,21	0,11	0,12	0,12	0,13	0,12	0,12	0,13	0,11	0,13	0,13
Nitrites	-	100	0,3	<0,3	<0,3	<0,3	<0,3	<0,3	<0,3	<0,3	<0,3	<0,3	<0,3	<0,3	<0,3
Nitrates	-	-	0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6	<0,6
Métaux															
Aluminium	-	-	0,001	1,70	1,48	0,69	0,80	0,72	0,85	0,81	0,76	1,09	0,68	0,92	0,91
Argent [4]	0,00003	-	0,00005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005
Arsenic	0,34	5	0,002	0,069	0,084	0,148	0,0520	0,1210	0,0740	0,0450	0,0400	0,0760	0,0560	0,0660	0,053
Baryum [4]	0,11	100	0,00002	0,0299	0,0272	0,0159	0,0170	0,0184	0,0175	0,0187	0,0184	0,0169	0,0264	0,0188	0,0174
Béryllium	-	-	0,000007	0,00741	0,00936	0,00478	0,00658	0,00592	0,00765	0,00714	0,00584	0,00614	0,00617	0,00685	0,00615
Bore	28	500	0,002	0,03	0,04	0,02	0,03	0,03	0,03	0,03	0,02	0,03	0,03	0,03	0,03
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,000003	**0,00022**	0,00018	0,00017	0,00017	**0,00067**	0,00017	0,00018	**0,00021**	0,00019	0,00014	0,00012	**0,0002**
Chrome	-	5	0,00003	0,031	0,024	0,018	0,030	0,023	0,027	0,024	0,023	0,044	0,022	0,028	0,030
Cobalt	0,37	-	0,000004	0,00282	0,00225	0,00207	0,00231	0,00221	0,00228	0,00209	0,00223	0,00287	0,00224	0,00227	0,00240
Cuivre [4]	0,0015	-	0,00002	**0,0501**	**0,0369**	**0,0086**	**0,0234**	**0,0121**	**0,0224**	**0,0305**	**0,0311**	**0,0333**	**0,0192**	**0,0409**	**0,0235**
Fer	-	-	0,007	5,48	6,21	6,33	6,38	7,03	6,95	6,42	6,98	8,46	7,5	6	7,17
Lithium	-	-	0,0001	1,65	1,88	1,5	1,42	1,69	1,55	1,5	1,63	1,41	1,69	1,41	1,5
Manganèse [4]	0,55	-	0,00001	**2,54**	**2,86**	**2,87**	**1,91**	**2,91**	**2,42**	**2,44**	**2,65**	**2,57**	**2,86**	**1,73**	**2,61**
Mercure	0,0000013	0,1	0,00001	<0,00001	<0,00001	<0,00001	<0,00001	<0,00001	<0,00001	<0,00001	<0,00001	**0,00004**	<0,00001	<0,00001	<0,00001
Molybdène	29	-	0,00001	0,0017	0,0017	0,0026	0,0030	0,0024	0,0023	0,0024	0,0027	0,0070	0,0026	0,0028	0,0026
Nickel [4]	0,067	-	0,0001	0,016	0,014	0,013	0,017	0,015	0,015	0,015	0,016	0,037	0,015	0,018	0,016
Plomb [4]	0,0049	5	0,00001	0,0011	0,0008	0,0007	0,0008	0,0008	0,0007	0,0009	0,0007	0,0007	0,0006	0,0008	0,0006
Sélénium	0,062	1	0,00004	<0,0004	<0,0004	<0,0004	<0,0004	<0,0004	<0,0004	<0,0004	<0,0004	<0,0004	<0,0004	<0,0004	<0,0004
Uranium [4]	0,32	2	0,000002	0,0201	0,019	0,0128	0,0176	0,0145	0,0141	0,0149	0,0162	0,0177	0,0154	0,0204	0,0155
Zinc [4]	0,017	-	0,002	0,21	0,16	0,12	0,13	0,14	0,13	0,16	0,17	0,17	0,14	0,16	0,15

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau E-3
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de résidus miniers
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (µg/L)				
				Tailings #1	Tailings #3	Tailings #5	Tailings #9	Tailings #11
	RES[1]	D019[1]		2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01
Autres composés inorganiques								
Fluorures	4 000	150 000	100	270	150	170	160	160
Nitrites	-	100 000	300	<300	<300	<300	<300	<300
Nitrates	290 000	-	600	<600	<600	<600	<600	<600
Nitrites+Nitrates	-	1 000 000	600	<600	<600	<600	<600	<600
Métaux								
Aluminium	-	-		3 230	1 470	2 260	1 820	2 160
Argent [4]	0,03	-	0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Arsenic	340	5 000	2	35,7	30,8	36,4	40,6	29,8
Baryum [4]	108	100 000	0,02	0,23	0,20	0,16	0,19	0,17
Béryllium	-	-	0,007	0,097	0,055	0,076	0,078	0,086
Bore	28 000	500 000	2	22	14	15	22	14
Cadmium [4]	0,21	500	0,003	<0,003	<0,003	<0,003	0,006	<0,003
Chrome	-	5 000	0,03	0,50	0,29	0,40	0,54	0,41
Cobalt	370	-	0,004	0,015	0,005	0,007	<0,004	0,008
Cuivre [4]	1,5	-	0,02	0,99	0,49	0,48	0,97	1,21
Fer	-	-	7	10	13	22	23	11
Lithium	-	-		795	589	598	692	618
Manganèse [4]	551	-	0,01	2,01	2,72	3,23	3,26	2,57
Mercure	0,0013	100	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Molybdène	29 000	-	0,01	0,43	0,72	0,77	0,97	0,53
Nickel [4]	67	-	0,1	0,1000	<0,1	0,1	0,4	0,1
Plomb [4]	4,9	5 000	0,01	0,11	0,09	0,08	0,08	0,09
Sélénium	62	1 000	0,04	0,12	<0,04	<0,04	0,10	<0,04
Uranium [4]	320	2 000	0,002	1,59	0,76	0,79	1,19	1,36
Zinc [4]	17	-	2	<2	<2	<2	<2	<2

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau E-4
Résultats de l'essai de lixiviation à l'eau (CTEU-9)
Échantillons de résidus miniers
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR [2] (µg/L)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (µg/L)				
				Tailings #1	Tailings #3	Tailings #5	Tailings #9	Tailings #11
	RES[1]	D019[1]		2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01
Autres composés inorganiques								
Fluorures	4 000	150 000	100	1 110	690	730	710	770
Nitrites	-	100 000	300	<300	<300	<300	<300	<300
Nitrates	290 000	-	600	<600	<600	<600	<600	<600
Nitrites+Nitrates	-	1 000 000	600	<600	<600	<600	<600	<600
Métaux								
Aluminium	-	-	-	2 320	1 910	1 870	1 990	1 960
Argent [4]	0,03	-	0,05	**0,08**	**0,06**	**0,06**	**0,07**	**0,08**
Arsenic	340	5 000	2	185	209	216	237	197
Baryum [4]	108	100 000	0,02	2,63	4,97	4,73	1,61	1,96
Béryllium	-	-	0,007	0,599	0,875	0,882	0,716	0,913
Bore	28 000	500 000	2	115	95	96	103	99
Cadmium [4]	0,21	500	0,003	0,020	0,025	0,036	0,028	0,034
Chrome	-	5 000	0,03	1,91	1,84	2,06	2,06	2,41
Cobalt	370	-	0,004	0,061	0,110	0,089	0,104	0,195
Cuivre [4]	1,5	-	0,02	**5,35**	**3,14**	**3,53**	**4,99**	**5,55**
Fer	-	-	7	155	271	266	224	230
Lithium	-	-	-	2210	2 050	2 030	2 160	2 120
Manganèse [4]	551	-	0,01	34,6	63,3	66,8	52,0	53,4
Mercure	0,0013	100	0,01	**0,02**	**0,02**	**0,02**	**0,02**	**0,02**
Molybdène	29 000	-	0,01	1,66	1,47	1,72	2,35	1,68
Nickel [4]	67	-	0,1	0,3	0,5	0,4	0,5	0,3
Plomb [4]	4,9	5 000	0,01	1,59	2,15	2,20	2,00	2,36
Sélénium	62	1 000	0,04	0,41	0,24	0,18	0,22	0,13
Uranium [4]	320	2 000	0,002	12,1	9,2	8,7	11,8	16,4
Zinc [4]	17	-	2	5	8	8	7	8

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Critères de lixiviation à partir desquels les résidus sont considérés à risque élevé selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012).

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction de la dureté de l'eau ($CaCO_3$) 5,75 mg/L (d'après la caractérisation d'eau de surface réalisée dans le cadre du projet Galaxy).

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau E-5
Résultats des analyses de potentiel de génération d'acide
Échantillons de résidus miniers
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon Date de prélèvement / Résultats d'analyse											
	Tailings #1	Tailings #2	Tailings #3	Tailings #4	Tailings #5	Tailings #6	Tailings #7	Tailings #8	Tailings #9	Tailings #10	Tailings #11	Tailings #12
	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01	2018-01
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)												
Potentiel neutralisant brut (PN)	4,5	12,0	3,0	4,0	4,2	4,3	3,5	3,8	4,5	17,0	4,2	3,8
Potentiel d'acidité maximum (PA)	0,62	0,62	0,62	0,62	0,62	0,62	0,62	0,62	0,62	0,62	0,62	0,62
Soufre (% masse sèche)												
Soufre total	0,007	<0,005	0,016	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005
Sulfates	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02
Sulfures	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02
Analyse [1]												
PN-PA	3,88	11,40	2,38	3,38	3,58	3,68	2,88	3,18	3,88	16,20	3,58	3,18
Ratio PN/PA	7,26	19,40	4,84	6,45	6,77	6,94	5,65	6,13	7,26	27,10	6,77	6,13
Résultat D019 [2]	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA
Résultat MEND [3]	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA	NPGA

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

[1] Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
[1] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
[2] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau E-6
Résultats des analyses de radioactivité (spectrométrie gamma)
Échantillons de résidus miniers
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Activité [1] (Bq/g)	LRD diffuses [2] (Bq/g)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (Bq/g)	
			Tailings #4	Tailings #9
			2018-01	2018-01
Radioactivité				
Plomb-210	40	0,3	<0,04	<0,04
Potassium-40	40	17	-	-
Radium-226	40	0,3	0,06	<0,06
Radium-228	40	0,3	<0,01	<0,009
Thorium-228	40	0,3	<0,004	<0,004
Thorium-230	40	10	-	-
Thorium-232 (calc)	4	10	0,001	<0,001
Uranium-234 (calc)	4	-	0,029	0,027
Uranium-238 (calc)	400	10	0,029	0,027
Somme des ratios - RMD	1	-	0,00907	0,00682
Somme des ratios - Santé Canada - 1LD [3]	-	-	0,38	0,38
Somme des ratios - Santé Canada - 0LD [4]	-	-	0,20	0,0027

NOTES:

[1]: Activité maximale mentionnée à l'annexe 1 du Règlement sur les matières dangereuses (RMD) pour 1 kg de matière contenant ce radioélément.

[2]: Limites de rejet dérivées (LRD) inconditionnelles pour des sources de matières radioactives naturelles diffuses aqueuses tirées des Lignes directrices canadiennes pour la gestion des matières radioactives naturelles (MRN) de Santé Canada (2014).

[3]: Calculée. Lorsqu'un élément n'était pas détecté, une concentration égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul des ratios.

[4]: Calculée. Lorsqu'un élément n'était pas détecté, une concentration nulle a été utilisée pour le calcul des ratios.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Matériel excédant les LRD
100	: Matériel considéré radioactif au sens du RMD

ANNEXE

F

TABLEAUX DES RÉSULTATS - ÉCHANTILLONS DE SOLS

Tableau F-1
Résultats des analyses en métaux disponibles
Échantillons de sols (sable)
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (mg/kg)														
	A	B	C	D		TR-12-PM2	TR-12-PM3	TR-13-PM2	TR-24-PM2	TR-24-PM3	TR-26-PM2	TR-30-PM2	TR-30-PM4	TR-31-PM1	TR-33-PM1	TR-36-PM2	TR-04-PM1	TR-05-PM1	TR-10-PM2	TR-11-PM1
						08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017
Métaux																				
Aluminium	-	-	-	-	30	2990	1480	3490	7390	5290	5040	1650	1210	2370	3600	13800	5610	4 270	12 500	3540
Antimoine	-	-	-	-	20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	5	<5	<5	**7,9**	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5,0	<5,0	<5	**12,7**	<5
Baryum	240	500	2000		20	<20	<20	30	<20	27	<20	<20	<20	<20	<20	<20,0	<20,0	<20	49,0	28
Cadmium	0,9	5	20	100	0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9
Chrome	100	250	800	4 000	45	<45	<45	<45	<45	<45	<45	<45	<45	<45	<45	<45	<45	<45	47	<45
Chrome hexavalent	-	6	10	-	0,4 / 2	**26,9**	<0,4	<0,4	<2,0	<2,0	**9,6**	**8,7**	1,7	**7,3**	5,4	3,5	**13,0**	**14,2**	<2,0	**22,1**
Cobalt	30	50	300	1 500	15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15
Cuivre	65	100	500	2 500	40	<40	<40	<40	<40	<40	<40	<40	<40	<40	<40	<40	<40	<40	<40	<40
Fer	-	-	-	-	500	3650	2440	3710	4610	6100	6020	1580	2780	2760	2720	9340	2760	2640	12 400	3 310
Lithium	-	-	-	-	2	<2	<2	6	<2	3	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	15	4
Magnésium	-	-	-	-	100	1060	908	1840	1560	2580	1530	646	720	976	1230	545	1100	859	4220	1700
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	40	27	53	68	112	64	23	26	29	38	34	38	32	134	46
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2	<2
Nickel	50	100	500	2 500	30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30
Plomb	40	500	1 000	5 000	30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30	<30
Potassium	-	-	-	-	100	341	316	1050	272	1290	649	270	332	404	592	<100	388	318	1460	891
Sélénium	3	3	10	50	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sodium	-	-	-	-	100	<100	<100	118	<100	<100	<100	<100	<100	<100	128	<100	148	<100	<100	<100
Titane	-	-	-	-	1	321	146	361	360	367	446	261	216	283	346	434	373	344	773	395
Vanadium	-	-	-	-	15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	<15	19	<15	<15	26	<15
Zinc	150	500	1 500	7 500	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100	<100

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016). Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau F-2
Résultats des analyses de métaux disponibles
Échantillons de sols (argile)
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (mg/kg)					
	A	B	C	D		BH6-SS-4	BH9-SS-5	BH13-SS-4	BH13-SS-6	BH19-SS-8	BH6-SS-5
						02-18-2018	02-18-2018	02-18-2018	02-18-2018	02-18-2018	02-18-2018
Métaux											
Aluminium	-	-	-	-	30	14800	10400	20100	18400	10500	5810
Antimoine	-	-	-	-	20	<20	<20	<20	<20	<20	<20
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Arsenic	5	30	50	250	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Baryum	240	500	2000		20	109	71	150	141	67	40
Cadmium	0,9	5	20	100	0,9	**1,3**	**1**	**1,7**	**1,5**	**1**	<0,9
Calcium	-	-	-	-	0,5	6200	8880	5390	6180	15800	8590
Chrome	100	250	800	4 000	45	89	61	**122**	**109**	49	<45
Cobalt	30	50	300	1 500	15	<15	<15	<15	<15	<15	<15
Cuivre	65	100	500	2 500	40	<40	<40	<40	<40	<40	<40
Fer	-	-	-	-	500	23400	18600	30400	27900	18400	9680
Lithium	-	-	-	-	2	28	20	36	36	22	10
Magnésium	-	-	-	-	100	10200	8310	12900	12400	9230	4900
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	314	235	422	386	283	142
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2
Molybdène	8	10	40	200	2	<2	<2	<2	<2	<2	<2
Nickel	50	100	500	2 500	30	34	<30	48	43	<30	<30
Plomb	40	500	1 000	5 000	30	<30	<30	<30	<30	<30	<30
Potassium	-	-	-	-	100	6500	4040	8950	8290	3200	1950
Sélénium	3	3	10	50	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Sodium	-	-	-	-	100	1020	511	1160	1250	466	433
Titane	-	-	-	-	1	2000	1370	2612	2518	1140	621
Vanadium	-	-	-	-	15	48	37	63	57	36	16
Zinc	150	500	1 500	7 500	100	<100	<100	<100	<100	<100	<100

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau F-3
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantillons de sols (sable)
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (mg/L)					
	RES [1]	D019 [2]		TR-12-PM3	TR-26-PM2	TR-04-PM1	TR-05-PM1	TR-10-PM2	TR-06-PM1
				08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017	08-30-2017
Paramètres									
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	<0,15	0,16	<0,15	0
Nitrites	-	100	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	1,0	1,5	<1,0	1,3	<1,0
Métaux									
Aluminium	-	-	0,01	0,587	2,1	1,85	1,39	2,2	0,8
Argent [4]	0,00003	-	0,0003	<0,0003	<0,0003	<0,0003	<0,0003	<0,0003	<0,0003
Arsenic	0,34	5	0,002	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02	<0,02
Baryum [4]	0,11	100	1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Béryllium	-	-	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Bore	28	500	5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Chrome	-	5	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Cobalt	0,37	-	0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Cuivre [4]	0,0015	-	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Fer	-	-	0,1	<0,1	<0,1	<0,1	2,72	<0,1	<0,1
Lithium	-	-	0.1/1	<1	<1	<1	<1	<1	<1
Manganèse [4]	0,55	-	0,5	<0.5	<0.5	<0.5	<0.5	<0.5	<0.5
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,0001
Molybdène	29	-	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Nickel [4]	0,067	-	0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Plomb [4]	0,0049	5	0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Sélénium	0,062	1	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Uranium [4]	0,32	2	0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Zinc [4]	0,017	-	0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2	<0,2

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau F-4
Résultats de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantillons de sols (argile)
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (mg/L)	
	RES [1]	D019 [2]		BH13-SS-4	BH13-SS-6
				02-18-2018	02-18-2018
Métaux					
Aluminium	-	-	0,01	0,306	1,23
Antimoine	1,1	-	0,006	<0,006	<0,006
Argent [4]	0,00003	-	0,001	<0,001	<0,001
Arsenic	0,34	5	0,005	<0,005	<0,005
Baryum [4]	0,11	100	0,02	0,09	0,094
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,002	<0,002	<0,002
Calcium	-	-	0,4	23,1	29,4
Chrome	-	5	0,01	<0,02	0,01
Cobalt	0,37	-	0,005	0,008	0,012
Cuivre [4]	0,0015	-	0,005	**0,0339**	**0,0395**
Fer	-	-	0,1	0,202	2,95
Lithium	-	-	0,1	<0,1	<0,1
Magnésium	-	-	0,05	12,1	10,3
Manganèse [4]	0,55	-	0,002	**0,94**	0,305
Mercure	0,0000013	0,1	0,0	<0,00003	<0,00003
Molybdène	29	-	0,01	<0,01	<0,01
Nickel [4]	0,067	-	0,025	0,029	0,059
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	**0,038**	**0,043**
Potassium	-		0,8	11,2	12,7
Sélénium	0,062	1	0,01	<0,01	<0,01
Titane	-	-	0,002	0,014	0,046
Vanadium	-	-	0,002	0,005	0,006
Zinc [4]	0,017	-	0,006	**0,098**	**0,066**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau F-5
Résultats de l'essai de lixiviation SPLP (EPA-1313)
Échantillons de sols (argile)
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (µg/L)		LDR[3] (µg/L)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (µg/L)	
	RES [1]	D019 [2]		BH13-SS-4	BH13-SS-6
				02-18-2018	02-18-2018
Métaux					
Aluminium	-	-	100	9040	12900
Antimoine	1100	-	6	<6	<6
Argent [4]	0,03	-	0,2	<0,2	<0,2
Arsenic	340	5 000	6	<6	7
Baryum [4]	108	100 000	20	**202**	**121**
Cadmium [4]	0,21	500	4	<4	<4
Calcium	-	-	200	10300	10200
Chrome	-	5 000	7	<7	10
Cobalt	370	-	5	5	9
Cuivre [4]	1,5	-	2	**96**	**88**
Fer	-	-	300	4090	8860
Lithium	-	-	100	<100	<100
Magnésium	-	-	75	6990	5970
Manganèse [4]	551	-	2	296	178
Mercure	0,0013	100	0,03	<0,03	<0,03
Molybdène	29 000	-	7	<7	<7
Nickel [4]	67	-	20	<20	25
Plomb [4]	4,9	5 000	1	**21**	**27**
Potassium	-		250	6910	8040
Sélénium	62	1 000	6	<6	<6
Sodium	-	-	100	4790	6590
Titane	-	-	10	85	133
Vanadium	-	-	10	40	24
Zinc [4]	17	-	6	**35**	**38**

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

ANNEXE

G

PROGRAMME DE CONTRÔLE DE LA QUALITÉ

Tableau G-1
Résultats du programme de contrôle de la qualité sur les analyses en métaux disponibles
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)													
	A	B	C	D		W170509 (I1G-17)	W170510 (DUP-I1G-17)	Écart relatif[4]	W170516 (I1G-23)	W170517 (DUP-I1G-23)	Écart relatif[4]	W170538 (M1-19)	W170539 (DUP-M1-19)	Écart relatif[4]	W170540 (M1-20)	W170541 (DUP-M1-20)	Écart relatif[4]	W170543 (M1-22)	W170544 (DUP-M1-22)	Écart relatif[4]
						2017-09-11	2017-09-11		2017-09-11	2017-09-11		2017-09-11	2017-09-11		2017-09-11	2017-09-11		2017-09-11	2017-09-11	
						22-24,5	24,5-27		42-45	39-42		8-9	6-7		42-43	44-45		101-102	103-104	
Métaux																			
Aluminium	-	-	-	-	30/300	960	397	83%	576	531	8%	32 000	38 600	19%	24 900	25 800	4%	24 500	16 000	42%
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%
Arsenic	5	30	50	250	1,0	**6,0**	5,0	18%	**19**	**20**	5%	***382***	**212**	44%	**119**	**126**	6%	**53**	**42**	23%
Béryllium	-	-	-	-	1,0	<1,0	<1,0	0%	1,0	<1,0	0%	2,0	2,0	0%	1,0	<1,0	0%	<1,0	<1,0	0%
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	6,0	3,0	67%	6,0	4,0	40%	**116**	**140**	19%	**140**	**128**	9%	**113**	**104**	8%
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	<2,0	<2,0	0%	<2,0	<2,0	0%	20	22	10%	18	22	20%	14	13	7%
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	3,0	3,0	0%	4,0	4,0	0%	57	55	4%	24	58	83%	35	33	6%
Fer	-	-	-	-	500/5000	2 130	811	90%	<500	<500	0%	39 700	43 800	10%	34 000	41 400	20%	30 700	21 300	36%
Lithium	-	-	-	-	20/100/200	354	108	106%	83	83	0%	1 470	1 910	26%	889	897	1%	985	704	33%
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	715	249	97%	190	175	8%	504	602	18%	560	539	4%	387	403	4%
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	0%	<0,2	<0,2	0%	<0,2	<0,2	0%	<0,2	<0,2	0%	<0,2	<0,2	0%
Molybdène	8	10	40	200	1,0	<1,0	<1,0	0%	<1,0	<1,0	0%	1,0	1,0	0%	<1,0	<1,0	0%	1,0	<1,0	0%
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	<2,0	<2,0	0%	<2,0	<2,0	0%	**66**	**76**	14%	**65**	**74**	13%	46	37	22%
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5,0	<5,0	0%	<5,0	<5,0	0%	<5,0	<5,0	0%	<5,0	<5,0	0%	<5,0	<5,0	0%
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%	<0,5	<0,5	0%
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	17	9,0	62%	17	71	123%	84	116	32%	124	84	38%	78	56	33%
Paramètres physicochimiques																				
pH	-	-	-	-	-	7,36	8,17	10%	-	-	-	-	-	-	-	8,79	-	-	-	-
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	<0,3	<0,3	0%	-	-	-	-	-	-	-	<0,3	-	-	-	-

NOTES:

(1): Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016)
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

(2): Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D

(3): Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses

(4): Écart relatif calculé selon l'équation suivante: (|Conc. éch#1 - Conc. éch#2| /Conc. moyenne)* 100. Pour une valeur inférieure à la LDR, la concentration utilisée correspond à |LDR

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau G-2
Résultats du programme de contrôle de la qualité de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311)
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) /Résultats d'analyse (mg/L)											
	RES [1]	D019 [2]		W170516 (I1G-23)	W170517 (DUP-I1G-23)	Écart relatif [5]	W170538 (M1-19)	W170539 (DUP-M1-19)	Écart relatif [5]	W170540 (M1-20)	W170541 (DUP-M1-20)	Écart relatif [5]	W170543 (M1-22)	W170544 (DUP-M1-22)	Écart relatif [5]
				2017-09-11	11-09-2017		2017-09-11	11-09-2017		11-09-2017	11-09-2017		11-09-2017	11-09-2017	
				42-45	39-42		8-9	6-7		42-43	44-45		101-102	103-104	
Autres composés inorganiques															
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	0%	<0,15	<0,15	0%	<0,15	<0,15	0%	<0,15	<0,15	0%
Nitrites	-	100	0,1	<0,1	<0,1	0%	<0,1	0,4	0%	0,2	0,1	67%	0,3	0,1	100%
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	<1,0	<1,0	0%	<1,0	<1,0	0%	2,4	<1,0	82%	1,3	1,7	27%
Métaux															
Aluminium	-	-	0,1	0,2	0,18	11%	1,25	1,2	4%	1,2	1,5	16%	0,9	0,9	4%
Argent [4]	0,00003	-	0,001	<0,00008	<0,00008	0%	0,00032	<0,00008	120%	<0,00008	<0,00008	0%	<0,00008	0,00031	118%
Arsenic	0,34	5	0,2	0,0074	0,0097	27%	0,300	0,0908	107%	0,104	0,0307	109%	0,0588	0,0167	112%
Baryum [4]	0,11	100	1	<0,06	<0,06	0%	**0,1**	**0,2**	25%	**0,16**	**0,16**	0%	**0,15**	**0,21**	33%
Béryllium	-	-	1	<1	<1	0%	<1	<1	0%	<1	<1	0%	<1	<1	0%
Bore	28	500	5	<1	<1	0%	<1	<1	0%	<1	<1	0%	<1	<1	0%
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,01	<0,0001	<0,0001	0%	**0,0004**	**0,0002**	67%	**0,0002**	0,0001	67%	0,0001	<0,0001	0%
Chrome	-	5	0,01	0,03	0,03	8%	0,03	0,03	21%	0,03	0,03	6%	0,03	0,04	24%
Cobalt	0,37	-	0,01	<0,005	<0,005	0%	0,177	0,083	72%	0,024	0,018	29%	0,009	0,007	25%
Cuivre [4]	0,0015	-	0,1	**0,0027**	<0,0009	0%	**0,0154**	<0,0009	178%	<0,0009	<0,0009	0%	<0,0009	<0,0009	0%
Fer	-	-	10	<10	<10	0%	<10	<10	0%	<10	<10	0%	<10	<10	0%
Lithium	-	-	0,1 / 1	0,9	1,0	11%	0,4	0,3	29%	0,3	0,3	0%	0,3	0,2	40%
Manganèse [4]	0,55	-	0,01	**2,38**	**2,84**	18%	0,14	0,11	24%	0,16	0,23	36%	0,19	0,21	10%
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	0%	<0,0001	<0,0001	0%	<0,0001	<0,0001	0%	<0,0001	<0,0001	0%
Molybdène	29	-	0,01	<0,007	<0,007	0%	<0,007	<0,007	0%	<0,007	<0,007	0%	<0,007	<0,007	0%
Nickel [4]	0,07	-	0,01	<0,01	<0,01	0%	**0,66**	**0,42**	44%	**0,08**	0,06	29%	0,02	0,02	0%
Plomb [4]	0,005	5	0,1	<0,001	<0,001	0%	<0,001	0,003	100%	0,003	**0,008**	91%	**0,006**	**0,007**	15%
Sélénium	0,062	1	0,1	<0,001	<0,001	0%	<0,001	<0,001	0%	<0,001	<0,001	0%	<0,001	<0,001	0%
Uranium [4]	0,32	2	0,5	0,036	0,02	57%	0,012	0,009	29%	0,006	0,007	15%	0,011	0,009	20%
Zinc [4]	0,02	-	0,5	<0,02	<0,02	0%	**0,16**	**0,33**	69%	**0,02**	<0,02	0%	<0,02	<0,02	0%

NOTES:

(1): Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

(2): Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

(3): Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

(4): Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

(5): Écart relatif calculé selon l'équation suivante: (|Conc. éch#1 - Conc. éch#2| /Conc. moyenne)* 100. Pour une valeur inférieure à la LDR, la concentration utilisée correspond à |LDR|.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau G-3
Résultats du programme de contrôle de la qualité sur les analyses de potentiel de génération d'acide
Échantillons de stériles
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon / Échantillon par code de lithologie / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse																	
	W170509	W170510		W170516	W170517		W170540	W170541		W170543	W170544		W170562	W170563		W170567	W170568	
	I1G-17	DUP-I1G-17	Écart-relatif	I1G-23	DUP-I1G-23	Écart-relatif	M1-20	DUP-M1-20	Écart-relatif	M1-22	DUP-M1-22	Écart-relatif	M2-11	DUP-M2-11	Écart-relatif	M2-15	DUP-M2-15	Écart-relatif
	2017-09-11	2017-09-11		2017-09-11	2017-09-11		2017-09-11	2017-09-11		2017-09-11	2017-09-11		2017-09-11	2017-09-11		2017-09-11	2017-09-11	
	22-24,5	24,5-27		42-45	39-42		42-43	44-45		101-102	103-104		44-45	46-47		90-91	88-89	
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)																		
Potentiel neutralisant brut (PN)	4,5	5,0	11%	3,8	3,8	0%	9,3	9	3%	9,0	7,1	24%	7,8	8,3	6%	7,8	8,9	13%
Potentiel d'acidité maximum (PA)	<0,1	0,1	0%	<0,1	0,5	133%	3,2	10,5	107%	6,3	6,5	4%	13,3	4,7	96%	13,4	21,8	47%
Soufre (% masse sèche)																		
Soufre total	0,005	0,004	22%	0,005	0,022	126%	0,125	0,342	93%	0,213	0,243	13%	0,431	0,15	97%	0,43	0,696	47%
Sulfates	0,004	<0,003	29%	0,006	0,006	0%	0,023	0,006	117%	0,013	0,035	92%	0,006	<0,003	67%	<0,003	<0,003	0%
Sulfures	<0,003	0,004	30%	<0,003	0,016	137%	0,102	0,336	107%	0,2	0,208	4%	0,425	0,15	96%	0,43	0,696	47%
Analyse [1]																		
PN-PA	4,4	4,9	10%	3,7	3,3	11%	6,1	-1,5	330%	2,8	0,6	128%	-5,5	3,6	973%	-5,6	-12,9	78%
Ratio PN/PA	45,0	40,0	12%	38,0	7,6	133%	2,9	0,9	109%	1,4	1,1	27%	0,6	1,8	100%	0,6	0,4	35%
Résultat D019 [2]	NPGA	NPGA	-	NPGA	NPGA	-	NPGA	PGA	-	NPGA	NPGA	-	PGA	NPGA	-	PGA	PGA	-
Résultat MEND [3]	NPGA	NPGA	-	NPGA	NPGA	-	*Incertain*	PGA	-	*Incertain*	*Incertain*	-	PGA	*Incertain*	-	PGA	PGA	-

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

[1] Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
[1] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
[2] Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le *Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials* du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau G-4
Résultats du programme de contrôle de la qualité sur les analyses en métaux disponibles
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/kg)		
	A	B	C	D		W171720 (MZ-14)	W171721 (DUP-MZ-14)	Écart relatif[4]
						03-01-2018	03-01-2018	
						21-21,5	21,5-22	
Métaux								
Aluminium	-	-	-	-	30/300/1500	1220	960	24%
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	0%
Arsenic	5	30	50	250	1/10/50	**31**	**6**	135%
Béryllium	-	-	-	-	1,0	5,0	<1,0	300%
Cadmium	0,9	5	20	100	0,5	<0,5	<0,5	0%
Chrome	100	250	800	4 000	2,0	5,0	6,0	18%
Cobalt	30	50	300	1 500	2,0	<2,0	<2,0	0%
Cuivre	65	100	500	2 500	1,0	3,0	3,0	0%
Fer	-	-	-	-	500/5000/25000	<500	2130	323%
Lithium	-	-	-	-	20/100/200/1000	176	354	67%
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	61	715	169%
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	0%
Molybdène	8	10	40	200	1,0	<1,0	<1,0	0%
Nickel	50	100	500	2 500	2,0	<2,0	<2,0	0%
Plomb	40	500	1 000	5 000	5,0	<5,0	<5,0	0%
Sélénium	3	3	10	50	0,5	<0,5	<0,5	0%
Zinc	150	500	1 500	7 500	5,0	10	17	52%
Paramètres physicochimiques								
pH	-	-	-	-	-	-	8,17	-
Carbone organique total (%)	-	-	-	-	0,3	-	<0,3	-

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016). Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D.

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses.

[4]: Écart relatif calculé selon l'équation suivante: (|Conc. éch#1 - Conc. éch#2| /Conc. moyenne)* 100. Pour une valeur inférieure à la LDR, la concentration utilisée correspond à |LDR|.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D

Tableau G-5
Résultats du programme de contrôle de la qualité de l'essai de lixiviation TCLP (EPA-1311
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères (mg/L)		LDR[3] (mg/L)	Échantillon (échantillon par code de lithologie) / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse (mg/L)		
	RES [1]	D019 [2]		W171720 (MZ-14)	W171721 (DUP-MZ-14)	Écart relatif[5]
				03-01-2018	03-01-2018	
				21-21,5	21,5-22	
Paramètres physicochimiques						
Fluorures	4	150	0,15	<0,15	<0,15	0%
Nitrites	-	100	0,1	2,9	***156***	193%
Nitrites+Nitrates	-	1 000	1,0	6,6	162,0	184%
Métaux						
Aluminium	-	-	0,01	0,53	0,36	38%
Argent [4]	0,00003	-	0,00008	<0,00008	<0,00008	0%
Arsenic	0,34	5	0,0006	0,0233	0,03	25%
Baryum [4]	0,108	100	0,06	<0,06	<0,06	0%
Béryllium	-	-	1	<1	<1	0%
Bore	28	500	1	<1	<1	0%
Cadmium [4]	0,0002	0,5	0,0001	<0,0001	<0,0001	0%
Chrome	-	5	0,005	0,022	0,033	40%
Cobalt	0,37	-	0,005	<0,005	<0,005	0%
Cuivre [4]	0,0015	-	0,0009	0,0112	0,0014	156%
Fer	-	-	10	<10	<10	0%
Lithium	-	-	0,1	0,3	0,7	80%
Manganèse [4]	1	-	0,01	0,84	2,08	85%
Mercure	0,0000013	0,1	0,0001	<0,0001	<0,0001	0%
Molybdène	29	-	0,01	<0,01	<0,01	0%
Nickel [4]	0,067	-	0,01	<0,01	<0,01	0%
Plomb [4]	0,0049	5	0,001	<0,001	<0,001	0%
Sélénium	0,062	1	0,001	<0,001	<0,001	0%
Uranium [4]	0,32	2	0,002	<0,002	0,002	N/A
Zinc [4]	0,017	-	0,02	<0,02	<0,02	0%

NOTES:

[1]: Critères de Résurgence dans les eaux de surface (RES) du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016).

[2]: Concentration d'un lixiviat généré par la méthode TCLP à partir de laquelle des résidus miniers sont considérés à risques élevés selon la Directive 019 sur l'industrie minière (MDDEP, 2012)

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses

[4]: Ajustement de la valeur du critère en fonction d'une dureté de l'eau ($CaCO_3$) de 10 mg/L.

[5]: Écart relatif calculé selon l'équation suivante: (|Conc. éch#1 - Conc. éch#2| /Conc. moyenne)* 100. Pour une valeur inférieure à la LDR, la concentration utilisée correspond à |LDR|.

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration < RES et D019
100	: Concentration > RES
100	: Concentration > D019

Tableau G-6
Résultats du programme de contrôle de la qualité sur les analyses de potentiel de génération d'acide
Échantillons de minerai
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Échantillon/ Échantillon par code de lithologie / Date de prélèvement / Intervalle d'échantillonnage (m) / Résultats d'analyse		
	W170509	W170510	Écart-relatif
	I1G-17	DUP-I1G-17	
	2017-09-11	2017-09-11	
	22-24,5	24,5-27	
Potentiel (kg $CaCO_3$/T)			
Potentiel neutralisant brut (PN)	3,8	6,3	50%
Potentiel d'acidité maximum (PA)	0,1	0,1	0%
Soufre (% masse sèche)			
Soufre total	0,003	0,004	29%
Sulfates	<0,003	<0,003	0%
Sulfures	0,003	0,004	29%
Analyse [(1)]			
PN-PA	3,7	6,2	51%
Ratio PN/PA	38,0	63,0	50%
Résultat D019 [(2)]	NPGA	NPGA	-
Résultat MEND [(3)]	NPGA	NPGA	-

LÉGENDE:
PAG : Potentiellement générateur d'acide
Incertain : Dans la zone d'incertitude de potentiel de génération d'acide
NPAG : Non potentiellement générateur d'acide

(1) Lorsque le résultat était inférieur à la limite de détection, une valeur égale à la limite de détection a été utilisée pour le calcul du PN-PA et du ration PN/PA.
(2) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans la Directive 019 sur l'industrie minière.
(3) Résultats interprétés selon la définition du potentiel de génération d'acide des résidus ou stériles miniers exprimée dans le Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Materials du *Mine Environement Neutral Drainage Program* (MEND).

Tableau G-7
Résultats du programme de contrôle de la qualité sur les analyses en métaux disponibles
Échantillons de sols (sable)
Projet Galaxy
N/Réf : 171-02562-00

Paramètres	Critères [1] ou valeurs limites [2] (mg/kg)				LDR[3] (mg/kg)	Échantillon / Date de prélèvement / Résultats d'analyse (mg/kg)		
	A	B	C	D		TR-33-PM1	DUP-9	Écart-relatif [4]
						08-30-2017	08-30-2017	
Métaux								
Aluminium	-	-	-	-	30	3600	2 230	47%
Antimoine	-	-	-	-	20	<20	<20	0%
Argent	0,5	20	40	200	0,5	<0,5	<0,5	0%
Arsenic	5	30	50	250	5	<5	<5	0%
Baryum	240	500	2000		20	<20	<20	0%
Cadmium	0,9	5	20	100	0,9	<0,9	<0,9	0%
Chrome	100	250	800	4 000	45	<45	<45	0%
Cobalt	30	50	300	1 500	15	<15	<15	0%
Cuivre	65	100	500	2 500	40	<40	<40	0%
Fer	-	-	-	-	500	2720	1 730	44%
Lithium	-	-	-	-	2	<2	<2	0%
Magnésium	-	-	-	-	100	1230	794	43%
Manganèse	1 000	1 000	2 200	11 000	10	38	25	41%
Mercure	0,3	2	10	50	0,2	<0,2	<0,2	0%
Molybdène	8	10	40	200	2	<2	<2	0%
Nickel	50	100	500	2 500	30	<30	<30	0%
Plomb	40	500	1 000	5 000	30	<30	<30	0%
Potassium	-	-	-	-	100	592	311	62%
Sélénium	3	3	10	50	1	<1	<1	0%
Sodium	-	-	-	-	100	128	<100	0%
Titane	-	-	-	-	1	346	271	24%
Vanadium	-	-	-	-	15	<15	<15	0%
Zinc	150	500	1 500	7 500	100	<100	<100	0%

NOTES:

[1]: Critères génériques du Guide d'intervention - Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (MDDELCC, 2016)
Pour les métaux et métalloïdes, les critères « A » utilisés représentent la teneur de fond établie pour la province géologique du Supérieur.

[2]: Normes de l'Annexe I du Règlement sur l'enfouissement des sols contaminés (RESC), communément appelées critères D

[3]: Limite de détection rapportée par le laboratoire d'analyses

LÉGENDE:

-	: Non défini ou non analysé
100	: Concentration ≤ A
100	: A < Concentration ≤ B
100	: B < Concentration ≤ C
100	: C < Concentration < D
100	: Concentration ≥ D