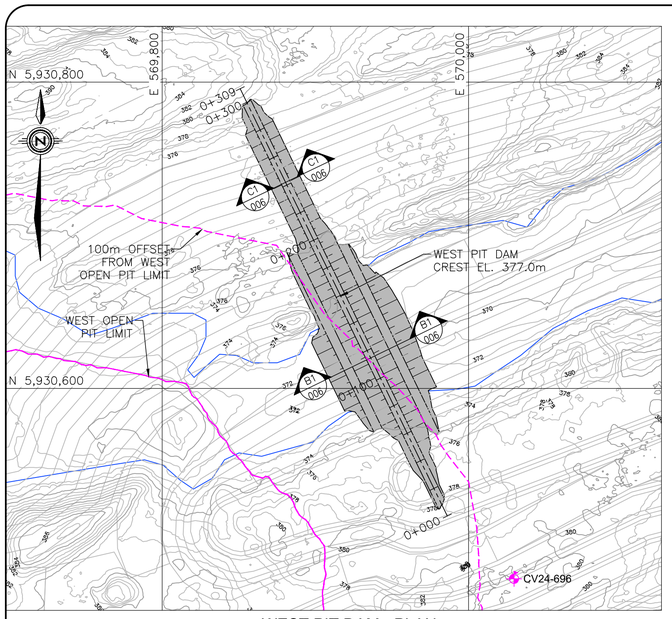
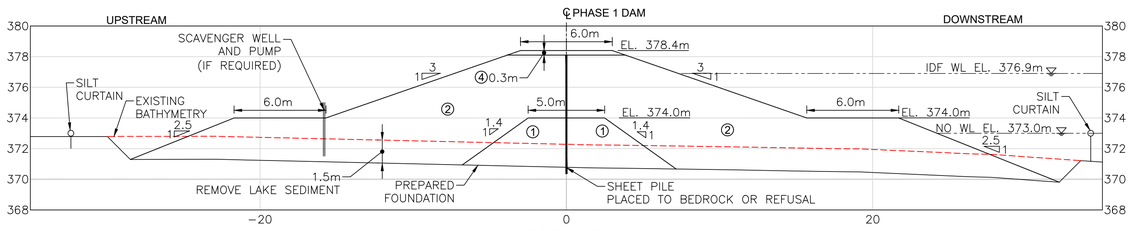


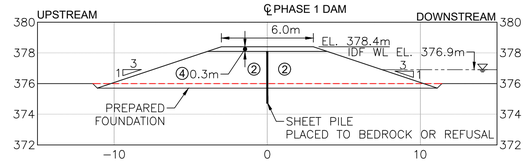
WEST PIT DAM - PLAN

SCALE=1:2000



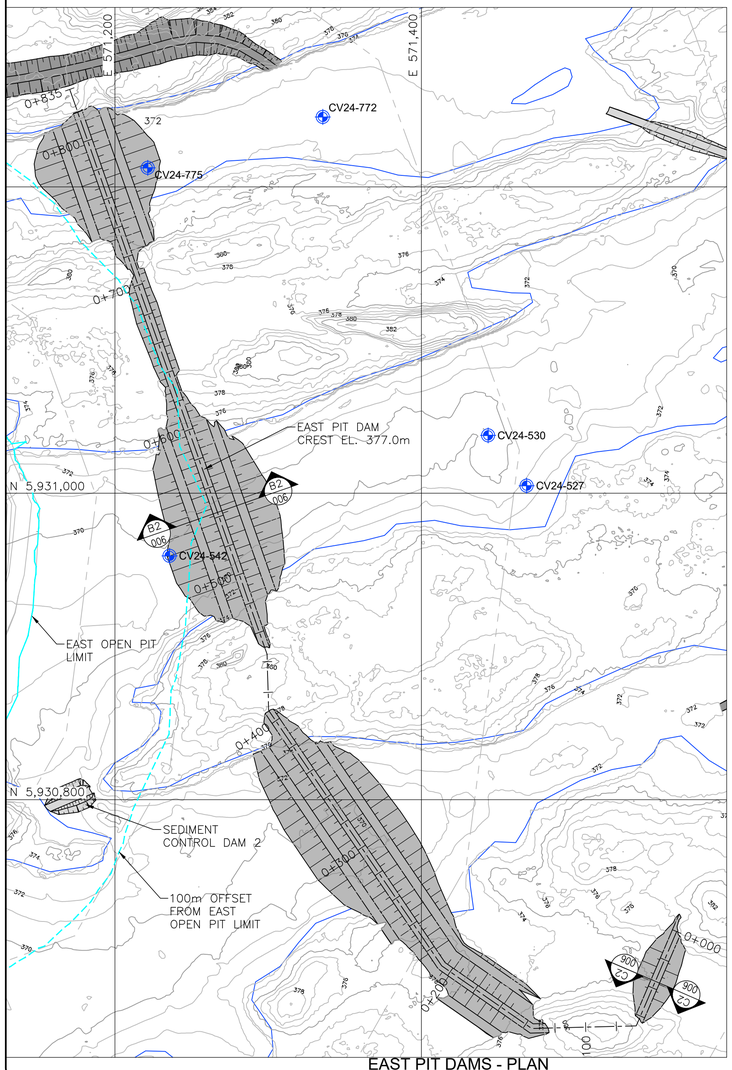
SECTION B1
WEST PIT DAM

SCALE=1:200



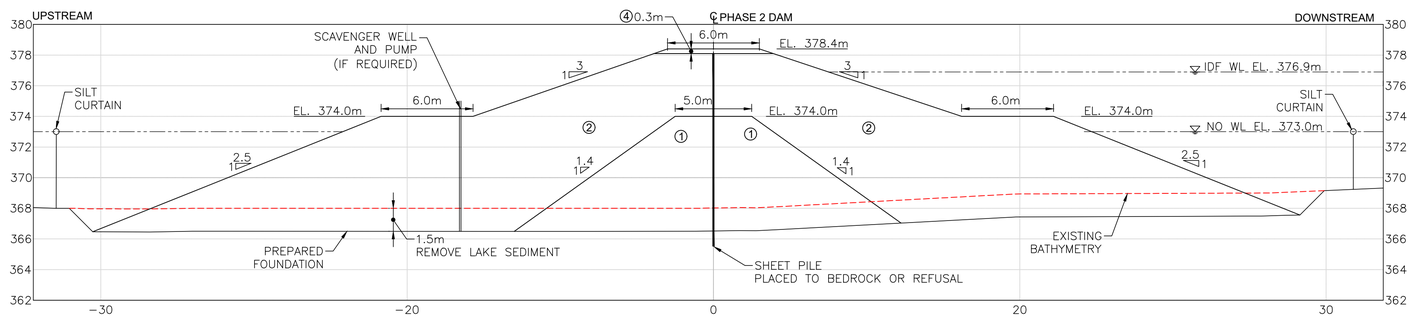
SECTION C1
WEST PIT DAM

SCALE=1:200



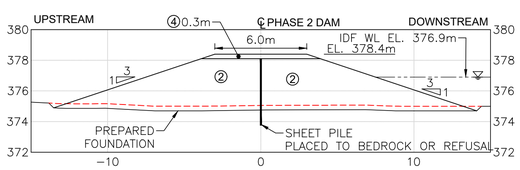
EAST PIT DAMS - PLAN

SCALE=1:2000



SECTION B2
EAST PIT DAM

SCALE=1:200



SECTION C2
EAST PIT DAM

SCALE=1:200

0 40 80 120m

40 SCALE= 1:2000

0 4 8 12m

4 SCALE= 1:200

ATKINSRÉALIS #: 702381-0000-4GDD00-0008

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	ISSUED FOR FEASIBILITY STUDY	A.C.	B.M.	25/09/10
B	CLIENT REVIEW / COMMENT	A.C.	B.M.	25/07/28
A	INTERNAL REVIEW	A.C.	B.M.	25/04/12

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	P. ADDIS	25-09-10
DESSINATEUR/DRAWN:	M. SYKES	25-09-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	R. ALAM	25-09-10
INGÉNIEUR/ENGINEER:	B. MORRISSETTE	25-09-10
ÉCHELLE/SCALE:	AS SHOWN	DATE

PROJET/PROJECT:

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
-
-
-
-

TITLE
DYKES AND DIVERSION FOR LAKE 001
PLAN, SECTIONS AND DETAILS
-
-

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

327 - WM - DWG - 0001 - C
AREA DISC. TYPE SEQ. REV.

NOTES

1. THE CO-ORDINATES, DIMENSIONS AND ELEVATIONS ARE IN METERS. ELEVATIONS ARE TIED TO MEAN SEA LEVEL. CO-ORDINATES ARE BASED ON UTM NAD83(CSRS) ZONE 18 METRIC GRID PROJECTION.
2. CONTOURS WERE DERIVED FROM LiDAR SURVEY FROM PATRIOT LiDAR DATED OCT 11, 2022.

LEGEND

CV24 - BOREHOLES FROM 2024 GORTECHNICAL INVESTIGATION

OBSERVATION WELL

MATERIALS

(1) CRUSHED STONE (-75mm)
(2) WASTE ROCK (-450mm)
(3) TILL / SAND BENTONITE CEMENT FILL
(4) GRANULAR B TYPE II
(5) FILTER / BEDDING SAND (-4.75mm)
(6) TRANSITION SAND AND GRAVEL (-26.5mm)
(7) RIP-RAP EROSION PROTECTION
(8) SAND / SILT (OVERBURDEN)
(9) CLEAR STONE (-19mm)
(G1) NON-WOVEN GEOTEXTILE (500g/m²)
(G2) NON-WOVEN NEEDLE PUNCHED GEOTEXTILE (300g/m²)
(GL) 1.5mm DOUBLE TEXTURED LLDPE GEOMEMBRANE

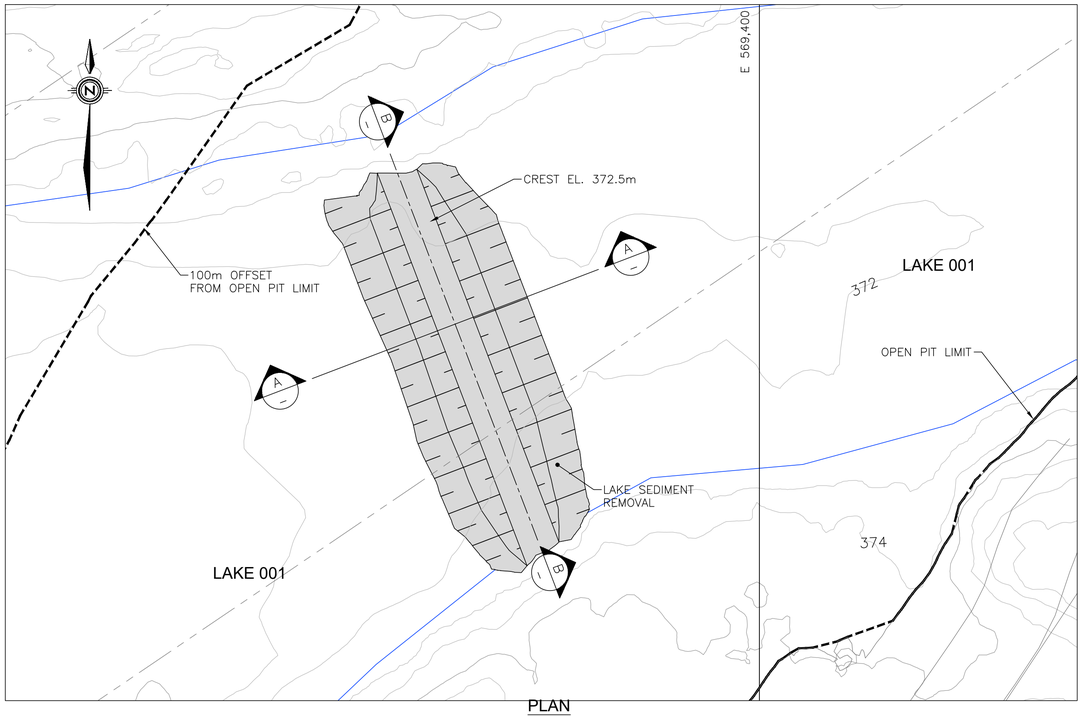
PAPER SIZE FORMAT: A1

SAVED ON: 25-10-07 12:34 PM BY Shea, Mark
PATH: C:\Users\SYKEM\OneDrive - Atkins\Rdb\Shared Documents - 702381 PR Metals Sisaakchiwaanaan project\40_Engineering\40_Drawings\0000\CASN-A-327-WM-DWG-0001_C.dwg

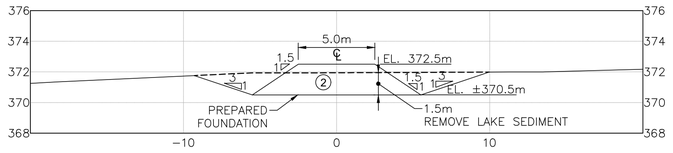
PAPER SIZE FORMAT : A1

NOTES

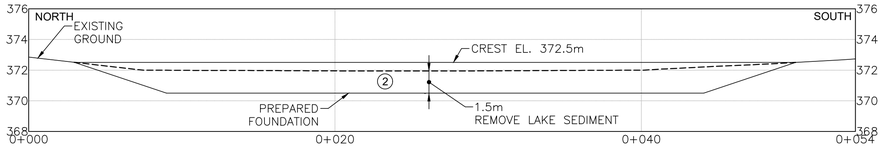
1. THE CO-ORDINATES, DIMENSIONS AND ELEVATIONS ARE IN METERS. ELEVATIONS ARE TIED TO MEAN SEA LEVEL. CO-ORDINATES ARE BASED ON UTM NAD83(CSRS) ZONE 18 METRIC GRID PROJECTION.
2. CONTOURS WERE DERIVED FROM LiDAR SURVEY FROM PATRIOT LiDAR DATED OCT 11, 2022.
3. STRIP LAKE SEDIMENT CONSISTS OF LOOSE SANDY SILT (ML) AND SILTY SAND (SM)



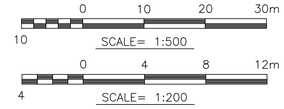
PLAN
SEDIMENT CONTROL DAM 1
SCALE=1:500



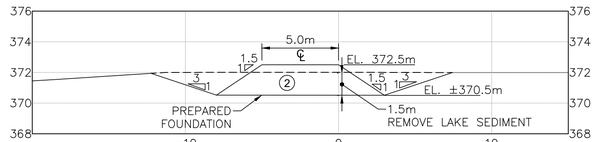
SECTION A
SCALE=1:200



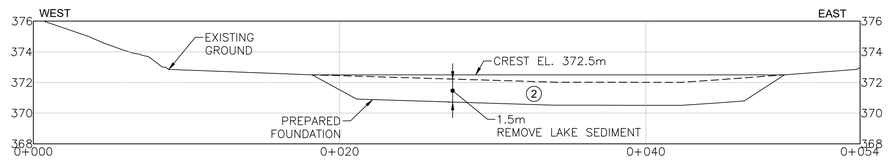
SECTION B
SCALE=1:200



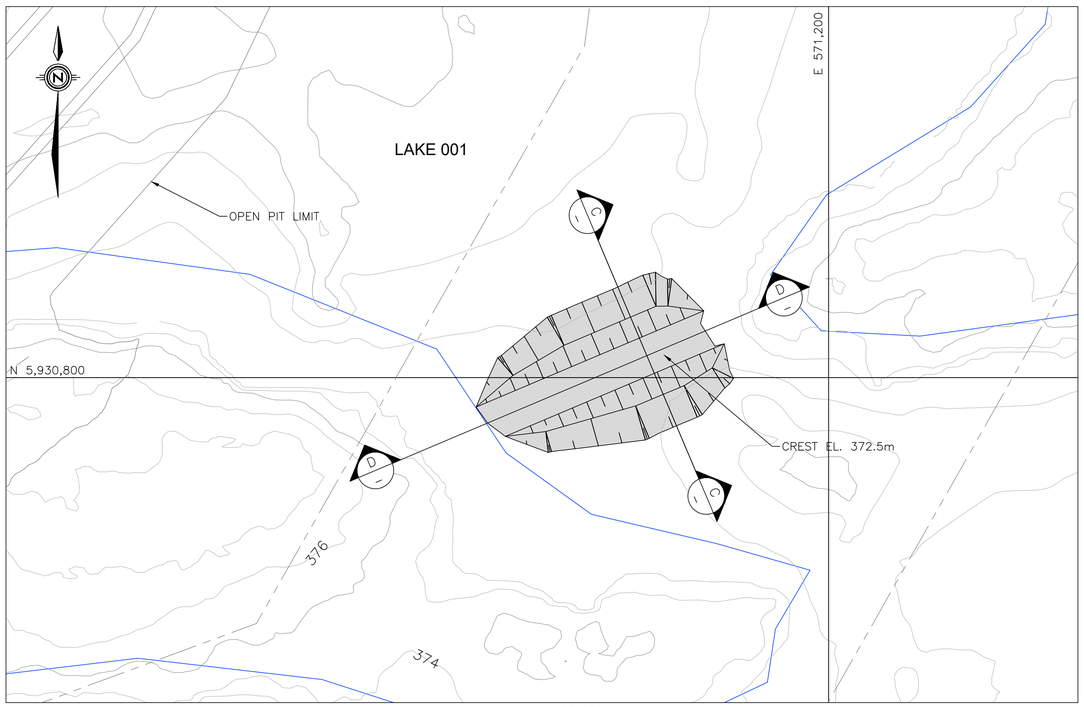
ATKINSRÉALIS #: 702381-0000-4GDD00-0009				
C	ISSUED FOR FEASIBILITY STUDY	A.C.	B.M.	25/09/10
B	CLIENT REVIEW / COMMENT	A.C.	B.M.	25/07/28
A	INTERNAL REVIEW	A.C.	B.M.	25/04/12
REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE



SECTION C
SCALE=1:200



SECTION D
SCALE=1:200



PLAN
SEDIMENT CONTROL DAM 2
SCALE=1:400

MATERIALS

1. CRUSHED STONE (−75mm)
2. WASTE ROCK (−450mm)
3. TILL / SAND BENTONITE CEMENT FILL
4. GRANULAR B TYPE II
5. FILTER / BEDDING SAND (−4.75mm)
6. TRANSITION SAND AND GRAVEL (−26.5mm)
7A. RIP-RAP EROSION PROTECTION (D_{50}=200mm)
7B. RIP-RAP EROSION PROTECTION (D_{50}=300mm)
7C. RIP-RAP EROSION PROTECTION (D_{50}=400mm)
8. SAND / SILT (OVERBURDEN)
9. CLEAR STONE (−19mm)
G1. NON-WOVEN GEOTEXTILE (500g/m²)
G2. NON-WOVEN NEEDLE PUNCHED GEOTEXTILE (300g/m²)
GL. 1.5mm DOUBLE TEXTURED LLDPE GEOMEMBRANE

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	R. ALAM	
DESSINATEUR/DRAWN:	D. KRASNOV	25-05-20
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	P. ADDIS	
INGÉNIEUR/ENGINEER:	B. MORRISSETTE	
ÉCHELLE/SCALE:	AS SHOWN	DATE

PROJET/PROJECT:

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
-
-
-
-

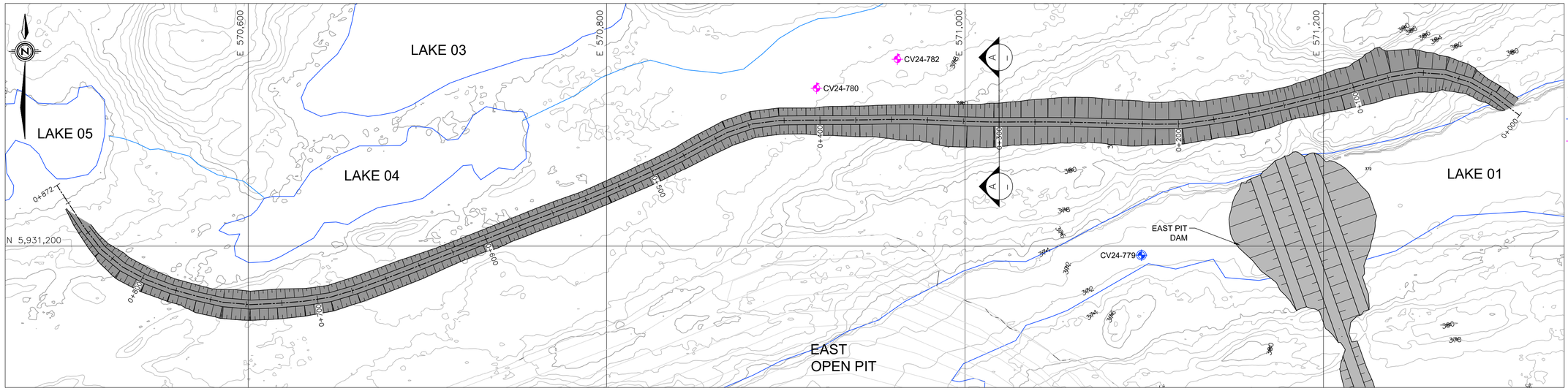
TITLE
SEDIMENT CONTROL DAM
FOR DEWATERED LAKE FOOTPRINT
PLAN AND SECTION
-

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

327 - WM - DWG - 0002 - C
AREA DISC. TYPE SEQ. REV.

SAVED ON: 25-09-08 3:23 PM BY Sylvie Mark
PATH: C:\Users\SKMark\Desktop\Archive - AtkinsRéalis\Shared Documents - 702381 PB Metals Shaakichiuwaanaan project\40_Engineering\40_Drawings\0000\CASN-A-327-WM-0WG-0002_C.dwg

PAPER SIZE FORMAT : A1



PLAN
SCALE=1:1250

NOTES

1. THE CO-ORDINATES, DIMENSIONS AND ELEVATIONS ARE IN METERS. ELEVATIONS ARE TIED TO MEAN SEA LEVEL. CO-ORDINATES ARE BASED ON UTM NAD83(CSRS) ZONE 18 METRIC GRID PROJECTION.
2. CONTOURS WERE DERIVED FROM LiDAR SURVEY FROM PATRIOT LiDAR DATED OCT 11, 2022.

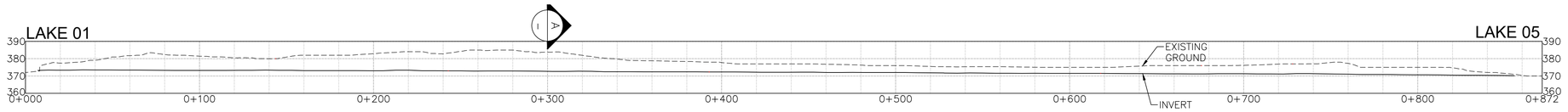
LEGEND

- CV24 - BOREHOLES FROM 2024 GORTECHNICAL INVESTIGATION
- OBSERVATION WELL

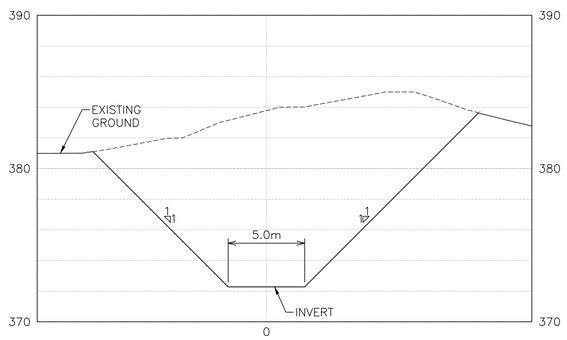
0 30 60 90m
SCALE= 1:1500

0 25 50 75m
SCALE= 1:1250

0 4 8 12m
SCALE= 1:200



PROFILE ALONG DIVERSION CHANNEL CENTERLINE
SCALE=1:1500



SECTION A
SCALE=1:200

MATERIALS

1. CRUSHED STONE (-75mm)
2. WASTE ROCK (-450mm)
3. TILL / SAND BENTONITE CEMENT FILL
4. GRANULAR B TYPE II
5. FILTER / BEDDING SAND (-4.75mm)
6. TRANSITION SAND AND GRAVEL (-26.5mm)
7A. RIP-RAP EROSION PROTECTION (D_{50}=200mm)
7B. RIP-RAP EROSION PROTECTION (D_{50}=300mm)
7C. RIP-RAP EROSION PROTECTION (D_{50}=400mm)
8. SAND / SILT (OVERBURDEN)
9. CLEAR STONE (-19mm)
G1. NON-WOVEN GEOTEXTILE (500g/m²)
G2. NON-WOVEN NEEDLE PUNCHED GEOTEXTILE (300g/m²)
GL. 1.5mm DOUBLE TEXTURED LLDPE GEOMEMBRANE

ATKINSRÉALIS #: 702381-0000-4GDD00-0010

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	ISSUED FOR FEASIBILITY STUDY	A.C.	B.M.	25/09/10
B	CLIENT REVIEW / COMMENT	A.C.	B.M.	25/07/28
A	INTERNAL REVIEW	A.C.	B.M.	25/04/12

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	R. ALAM	25-09-10
DESSINATEUR/DRAWN:	M. SYKES	25-09-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	P. ADDIS	25-09-10
INGÉNIEUR/ENGINEER:	B. MORRISSETTE	25-09-10
ÉCHELLE/SCALE:	AS SHOWN	DATE

PROJET/PROJECT:

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
-
-
-
-

TITLE
DIVERSION DITCH

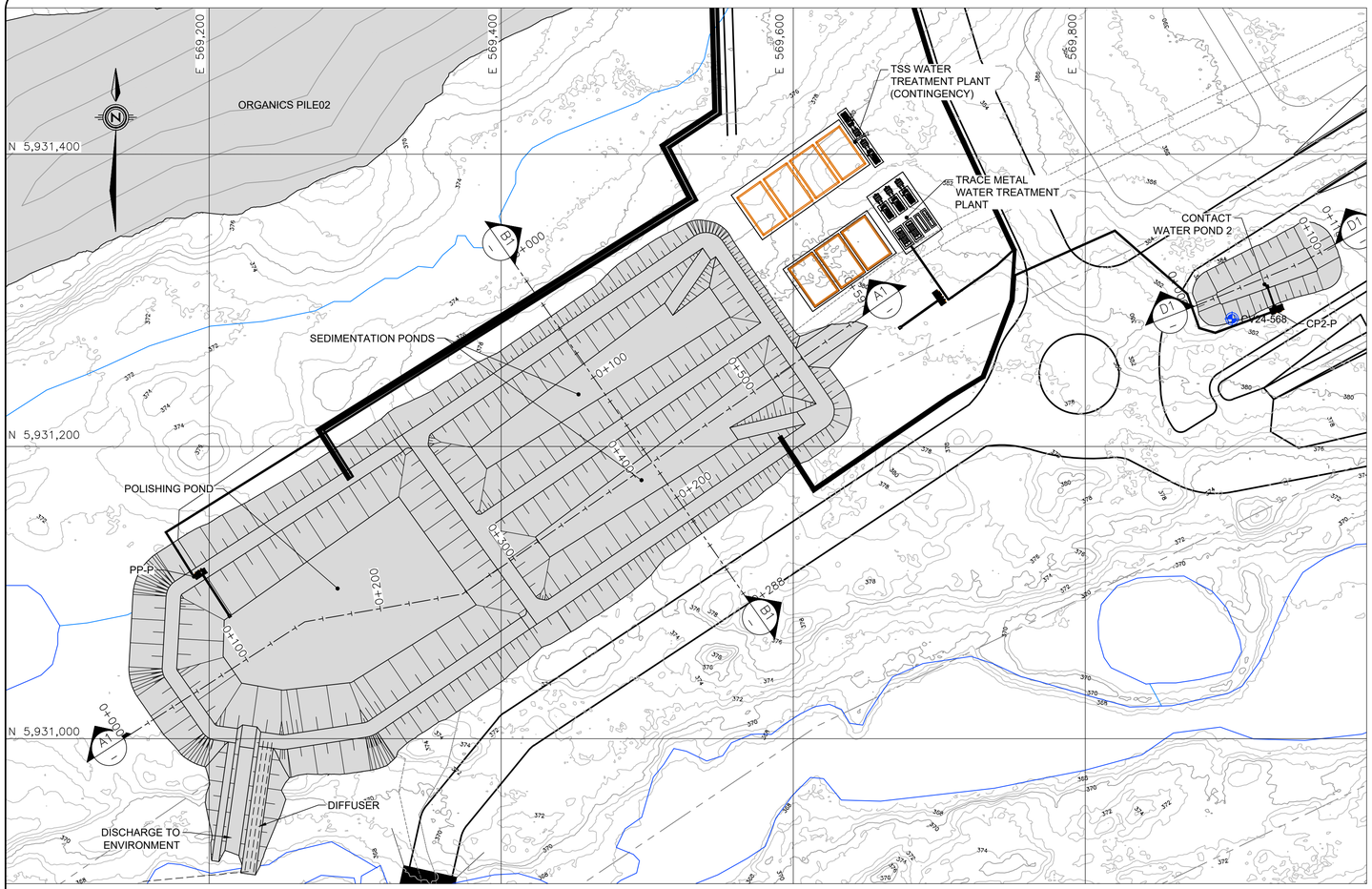
PLAN, PROFILE AND SECTION
-

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

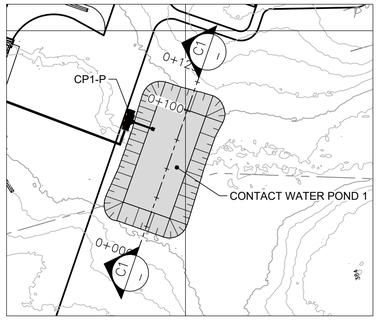
327 - WM - DWG - 0003 - C
AREA DISC. TYPE SEQ. REV.

SAVED ON: 25-10-01 12:09 PM BY Shea, Mark
PATH: C:\Users\SYKEM\Desktop\New folder\Patriot\Shared Documents - 702381 PB Metals Shaakichiwaanaan project\40_Engineering\40_Drawings\0000\CASN-A-327-WM-DWG-0003_C.dwg

PAPER SIZE FORMAT : A1



WATER MANAGEMENT PONDS - PLAN
SCALE=1:2000



WATER MANAGEMENT PONDS - PLAN
SCALE=1:2000

NOTES

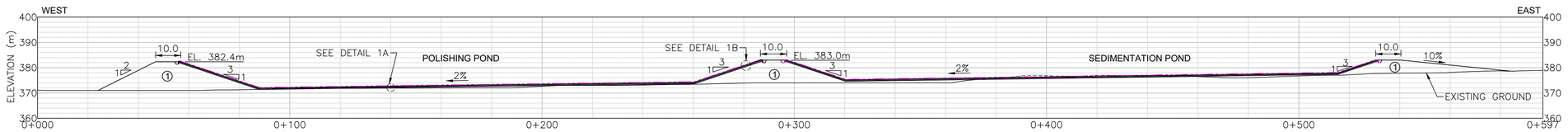
1. THE CO-ORDINATES, DIMENSIONS AND ELEVATIONS ARE IN METERS. ELEVATIONS ARE TIED TO MEAN SEA LEVEL. CO-ORDINATES ARE BASED ON UTM NAD83(CSRS) ZONE 18 METRIC GRID PROJECTION.
2. CONTOURS WERE DERIVED FROM LIDAR SURVEY FROM PATRIOT LIDAR DATED OCT 11, 2022.

LEGEND

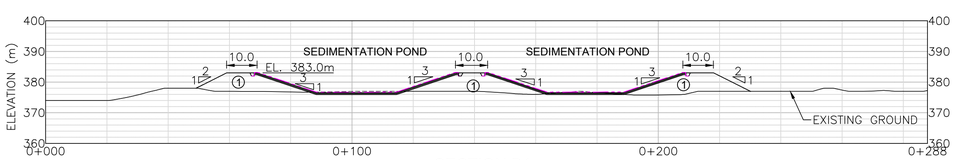
- CV24 - BOREHOLES FROM 2024 GORTECHNICAL INVESTIGATION
- OBSERVATION WELL

0 40 80 120m
40 SCALE= 1:2000

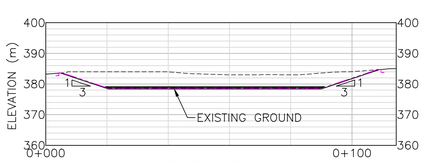
0 20 40 60m
20 SCALE= 1:1000



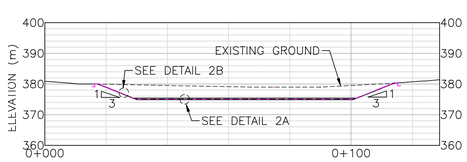
SECTION A1
SCALE=1:1000



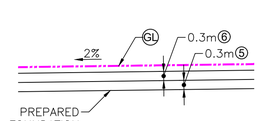
SECTION B1
SCALE=1:1000



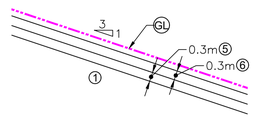
SECTION D1
SCALE=1:1000



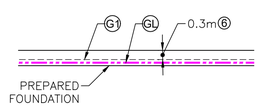
SECTION A1
SCALE=1:1000



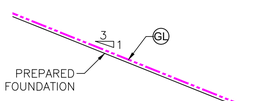
DETAIL 1A
WATER MANAGEMENT POND FLOOR
SCALE=1:100



DETAIL 1B
WATER MANAGEMENT POND SLOPE
SCALE=1:100



DETAIL 2A
CONTACT WATER POND FLOOR
SCALE=1:100



DETAIL 2B
CONTACT WATER POND SLOPE
SCALE=1:100

MATERIALS

1. CRUSHED STONE (-75mm)
2. WASTE ROCK (-450mm)
3. TILL / SAND BENTONITE CEMENT FILL
4. GRANULAR B TYPE II
5. FILTER / BEDDING SAND (-4.75mm)
6. TRANSITION SAND AND GRAVEL (-26.5mm)
7A. RIP-RAP EROSION PROTECTION (D_{50}=200mm)
7B. RIP-RAP EROSION PROTECTION (D_{50}=300mm)
7C. RIP-RAP EROSION PROTECTION (D_{50}=400mm)
8. SAND / SILT (OVERBURDEN)
9. CLEAR STONE (-19mm)
G1. NON-WOVEN GEOTEXTILE (500g/m²)
G2. NON-WOVEN NEEDLE PUNCHED GEOTEXTILE (300g/m²)
GL. 1.5mm DOUBLE TEXTURED LLDPE GEOMEMBRANE

ATKINSRÉALIS #: 702381-0000-4GDD00-0011

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	ISSUED FOR FEASIBILITY STUDY	A.C.	B.M.	25/09/10
B	CLIENT REVIEW / COMMENT	A.C.	B.M.	25/07/28
A	INTERNAL REVIEW	A.C.	B.M.	25/04/12

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	P. ADDIS	25-09-10
DESSINATEUR/DRAWN:	M. SYKES	25-09-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	R. ALAM	25-09-10
INGÉNIEUR/ENGINEER:	B. MORRISSETTE	25-09-10
ÉCHELLE/SCALE:	AS SHOWN	DATE

PROJET/PROJECT:

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
-
-
-
-

TITLE
WATER TREATMENT PONDS
PLANS, SECTIONS AND DETAILS
-
-

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

320 - WM - DWG - 0004 - C
AREA DISC. TYPE SEQ. REV.

SAVED ON: 25-10-02 12:46 PM BY: Sykes, Mark
PATH: C:\Users\SYKEM\Desktop - Autodesk\Autodesk Shared Documents - 702381 PR Metals Stuaikchiwaanaan project\40_Engineering\40_Drawings\0000\CASN-A-327-WM-DWG-0004_C.dwg

PAPER SIZE FORMAT : A1

E 568,000
E 569,000
E 570,000
E 571,000
N 5,933,000
N 5,932,000

LAKE 334 EL. ±375
LAKE 300 EL. ±373
LAKE 309 EL. ±376
LAKE 301 EL. ±374
LAKE 305 EL. ±380
LAKE 302 EL. ±376
LAKE 306 EL. ±392
LAKE 605 EL. ±365
LAKE 223 EL. ±36
LAKE 219 EL. ±389
LAKE 217 EL. ±377
LAKE 216 EL. ±377
LAKE 215 EL. ±370
LAKE 218 EL. ±367
LAKE 212 EL. ±371
LAKE 10 EL. ±366
LAKE 07 EL. ±367
LAKE 06 EL. ±369
LAKE 05 EL. ±370
LAKE 04 EL. ±374
LAKE 03 EL. ±374
LAKE 01 EL. ±373
LAKE 12 EL. ±380

PROPOSED SPILLWAY LOCATION (TYP.)
COLLECTION DAM 1 CREST EL. 373.0m
COLLECTION DAM 1A CREST EL. 378.0m
COLLECTION DITCH 01-01
COLLECTION DITCH 01-02
STOCKPILE01
ORGANICS PILE 01
ORGANICS PILE 02
3.25H:1V
3.25H:1V (AVG. GLOBAL SLOPE)
5H:1V
SEDIMENTATION PONDS
POLISHING POND
DIFFUSER
TSS WATER TREATMENT PLANT (CONTINGENCY)
TRACE METAL WATER TREATMENT PLANT
CONTACT WATER POND 1
CONTACT WATER POND 2
CAMP
PROCESS PLANT

CV24-544
CV24-729
CV24-657
CV24-673
CV24-537
CV24-547
CV24-560
CV24-562
CV24-782
CV24-780
CV24-779
CV24-557
CV24-558
CV24-670
CV24-665
CV24-656
CV24-653
CV24-552
CV24-548
CV24-671
CV24-580
CV24-553

NOTES

1. THE CO-ORDINATES, DIMENSIONS AND ELEVATIONS ARE IN METERS. ELEVATIONS ARE TIED TO MEAN SEA LEVEL. CO-ORDINATES ARE BASED ON UTM NAD83(CSRS) ZONE 18 METRIC GRID PROJECTION.
2. CONTOURS WERE DERIVED FROM LiDAR SURVEY FROM PATRIOT LiDAR DATED OCT 11, 2022.

LEGEND

- CV24 - BOREHOLES FROM 2024 GORTECHNICAL INVESTIGATION
- OBSERVATION WELL

ATKINSRÉALIS #: 702381-0000-4GDD00-0003

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	ISSUED FOR FEASIBILITY STUDY	A.C.	B.M.	25-09-10
B	ISSUED FORCLIENT REVIEW	P.A.	B.M.	25-04-10
A	ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	P.A.	B.M.	25-01-10

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	P. ADDIS	25-09-10
DESSINATEUR/DRAWN:	M. SYKES	25-09-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	R. ALAM	25-09-10
INGÉNIEUR/ENGINEER:	B. MORRISSETTE	25-09-10
ÉCHELLE/SCALE:	1:5,000	DATE

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
-
-
-
-

TITLE
STOCKPILE 001, ORGANICS PILES AND WATER MANAGEMENT AT INDUSTRAIL AREA PLAN
-

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

370	GT	DWG	0001	C
AREA	DISC.	TYPE	SEQ.	REV.

SAVED ON: 25-10-02 12:29 PM BY Sykes, Mark
PATH: C:\Users\SYKES\Desktop\Work - Microsoft Teams Shared Documents - 702381 PB Metals Shaakichiuwaanaan project\40_Engineering\40_Drawings\4000\CASN-A-370-GT-DWG-0001_C.dwg

PAPER SIZE FORMAT - A1

SAVED ON: 25-10-01 12:25 PM BY Shea, Mark
PATH: C:\Users\SVKEM\Desktop\New folder\Atkins Réalis\Shared Documents - 702381 PB Metals Shaakichiuwaanaan project\40_Engineering\40_Drawings\0000\CASN-A-370-GT-DWG-0002_C.dwg

NOTES

1. THE CO-ORDINATES, DIMENSIONS AND ELEVATIONS ARE IN METERS. ELEVATIONS ARE TIED TO MEAN SEA LEVEL. CO-ORDINATES ARE BASED ON UTM NAD83(CSRS) ZONE 18 METRIC GRID PROJECTION.
2. CONTOURS WERE DERIVED FROM LiDAR SURVEY FROM PATRIOT LiDAR DATED OCT 11, 2022.

LEGEND

CV24 - BOREHOLES FROM 2024 GORTECHNICAL INVESTIGATION

OBSERVATION WELL

0 100 200 300m

100 SCALE= 1:5000

ATKINSRÉALIS #: 702381-0000-4GDD00-0004

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	ISSUED FOR FEASIBILITY STUDY	P.A.	B.M.	25-09-10
B	ISSUED FOR PROJECT REVIEW/APPROVAL/COMMENTS	P.A.	B.M.	25-01-24
A	ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	P.A.	B.M.	25-01-10

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN: P. ADDIS	25-09-10
DESSINATEUR/DRAWN: M. SYKES	25-09-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED: R. ALAM	25-09-10
INGÉNIEUR/ENGINEER: B. MORRISSETTE	25-09-10
ÉCHELLE/SCALE: 1:5,000	DATE

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
-
-
-
-

TITLE
STOCKPILE 002
PLAN
-
-

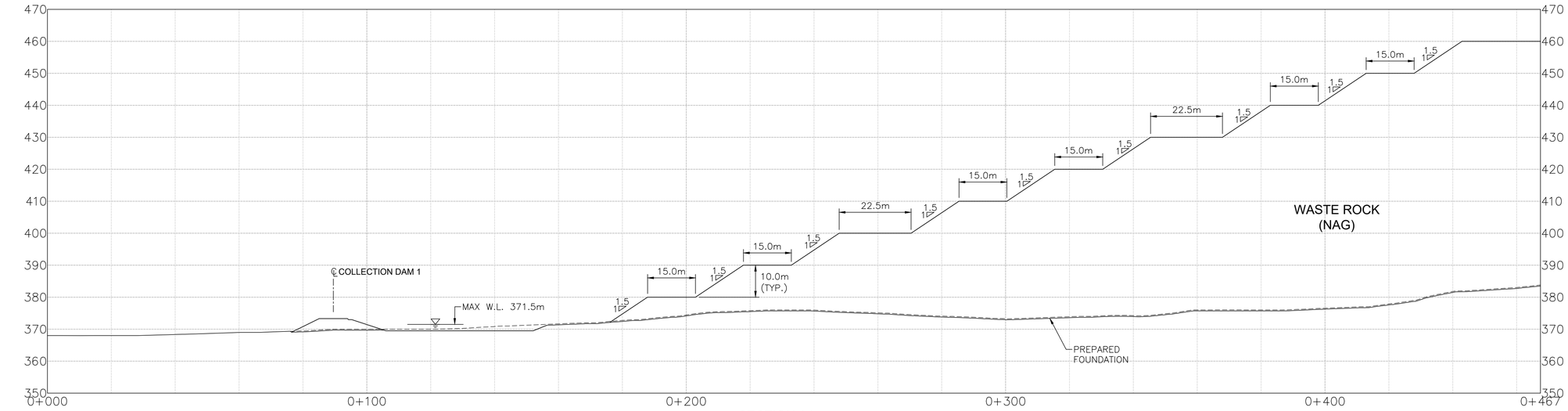
DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

370 - GT - DWG - 0002 - C
AREA DISC. TYPE SEQ. REV.

E 572,000
E 573,000
E 574,000
N 5,934,000
N 5,933,000
N 5,932,000

ACCESS ROAD
COLLECTION POND 02
CREST 393.0m
(LINED)
CULVERT
COLLECTION DITCH 02-02
(LINED)
COLLECTION DITCH 03-01
(LINED)
COLLECTION DITCH 02-01
(LINED)
COLLECTION DITCH
03-02 (LINED)
COLLECTION POND 03
CREST EL 391.2m
(LINED)
PROPOSED SPILLWAY
LOCATION (TYP.)
TAILINGS
(LINED)
PAG (LINED)
388.5m
3.25H:1V
3.25H:1V (AVG GLOBAL SLOPE)
EL 410
EL 420
EL 430
EL 440
EL 450
EL 460
EL 470
EL 480
EL 490
EL 500
EL 510
CV24-568
CV24-774
CV24-775
CV24-776
CV24-649
CV24-647
CV24-640
CV24-640A
CV24-634
CV24-566
CV23-186
LAKE01
LAKE 220 EL. ±398
LAKE 331 EL. ±396
LAKE 330 EL. ±395
LAKE 316 EL. ±388
LAKE 320 EL. ±396
LAKE 319 EL. ±394
LAKE 321 EL. ±397
LAKE 314 EL. ±382
LAKE 310 EL. ±376
LAKE 311 EL. ±378
LAKE 313 EL. ±380
LAKE 324 EL. ±400
LAKE 323 EL.
LAKE 365 EL. ±40
LAKE 112 EL. ±382
LAKE 227 EL. ±398
LAKE 226 EL. ±397
LAKE 225 EL. ±397
LAKE 110 EL. ±382
LAKE 109 EL. ±396
LAKE 18 EL. ±391
LAKE 224 EL. ±395
LAKE 108 EL. ±374
LAKE 107 EL. ±377
LAKE 106 EL. ±377
LAKE 61 EL. ±381
LAKE 02 EL. ±378

PAPER SIZE FORMAT : A1



SECTION A1
STOCKPILE01 WASTE ROCK - OPERATION
SCALE=1:750

0 15 30 45m
SCALE= 1:750

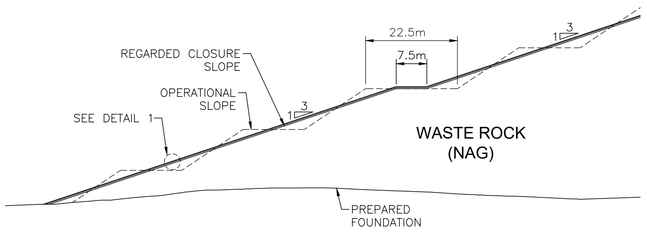
0 4 8 12m
SCALE= 1:200

0 2 4 6m
SCALE= 1:100

MATERIALS

1. CRUSHED STONE (−75mm)
2. WASTE ROCK (−450mm)
3. TILL / SAND BENTONITE CEMENT FILL
4. GRANULAR B TYPE II
5. FILTER / BEDDING SAND (−4.75mm)
6. TRANSITION SAND AND GRAVEL (−26.5mm)
7. RIP−RAP EROSION PROTECTION
8. SAND / SILT (OVERBURDEN)
9. CLEAR STONE (−19mm)

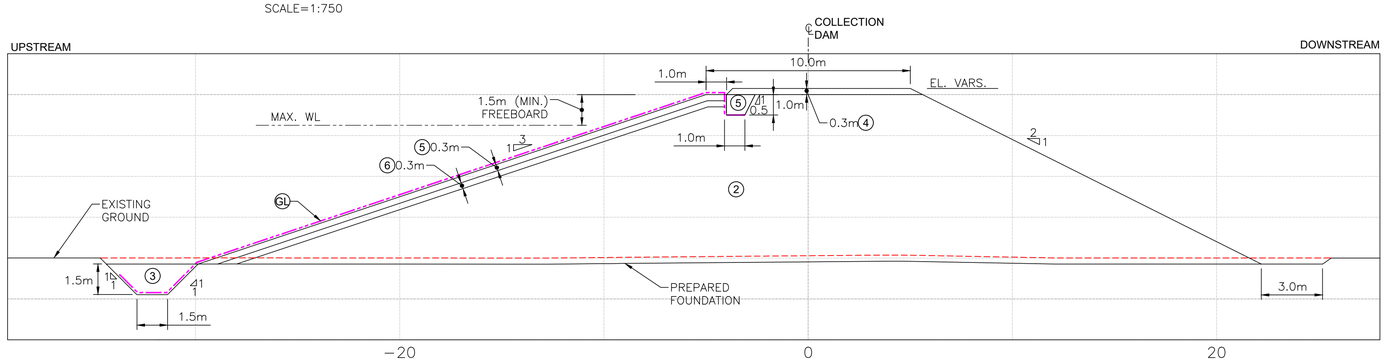
G1. NON−WOVEN GEOTEXTILE (500g/m²)
G2. NON−WOVEN NEEDLE PUNCHED GEOTEXTILE (300g/m²)
GL. 1.5mm DOUBLE TEXTURED LLDPE GEOMEMBRANE



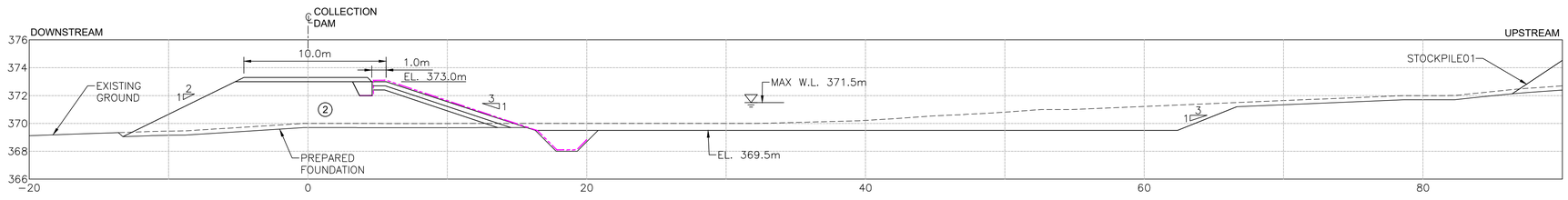
TYPICAL STOCKPILE01 SECTION CLOSURE
SCALE=1:750



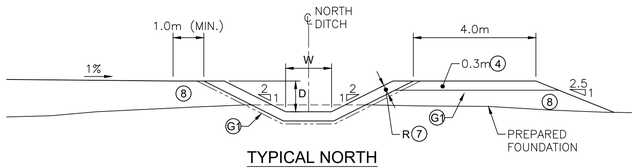
DETAIL 1 CLOSURE
SCALE=1:100



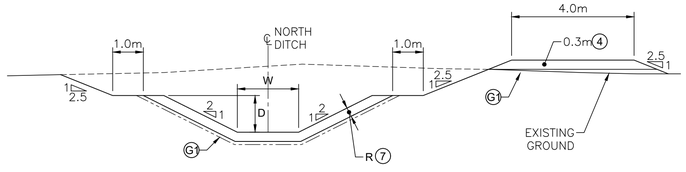
TYPICAL COLLECTION POND DAM SECTION
POND 1 AND 1A
SCALE=1:150



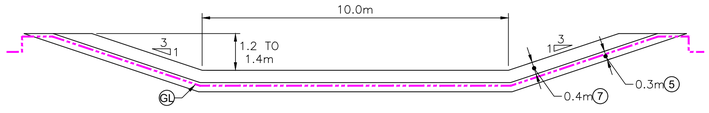
TYPICAL COLLECTION POND DAM SECTION
POND 1
SCALE=1:200



TYPICAL NORTH COLLECTION DITCH
SCALE=1:100



TYPICAL NORTH COLLECTION DITCH
SCALE=1:100



TYPICAL SPILLWAY SECTION
SCALE=1:100

DITCH	CHAINAGE START	CHAINAGE END	WIDTH (W)	DEPTH (D)	RIPRAP THICKNESS (R)
01−01	1+482	0+910	1.5 m	1.2 m	300 mm
	0+910	0+718			450 mm
	0+718	0+688			300 mm
	0+688	0+000	2.0 m	1.0 m	
01−02	0+000	0+846	1.5 m	1.0 m	300 mm
01A−01	0+000	1+068	2.0 m	1.0 m	300 mm
01A−02	0+000	0+863	1.5 m	1.0 m	300 mm

ATKINSRÉALIS #: 702381-0000-4GDD00-0005

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	ISSUED FOR FEASIBILITY STUDY	A.C.	B.M.	25-09-10
B	ISSUED FORCLIENT REVIEW	P.A.	B.M.	25-04-10
A	ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	P.A.	B.M.	25-01-10

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	P. ADDIS	25-09-10
DESSINATEUR/DRAWN:	M. SYKES	25-09-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	R. ALAM	25-09-10
INGÉNIEUR/ENGINEER:	B. MORRISSETTE	25-09-10
ÉCHELLE/SCALE:	AS SHOWN	DATE

PROJET/PROJECT:

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
-
-
-
-

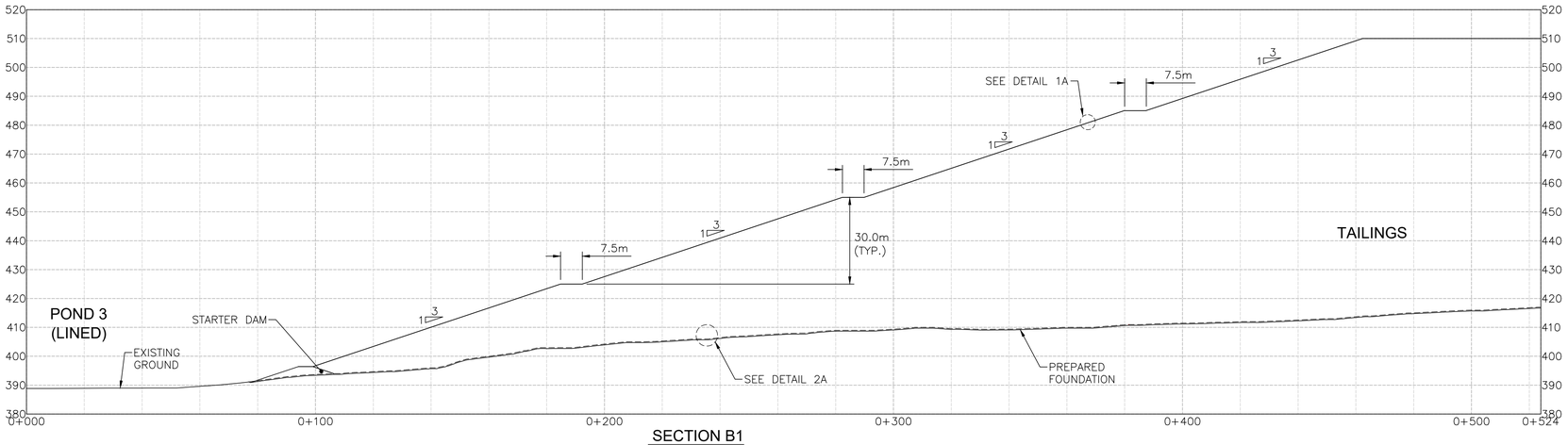
TITLE
STOCKPILE AND WATER MANAGEMENT
SECTIONS AND DETAILS
1 OF 2
-

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN − A

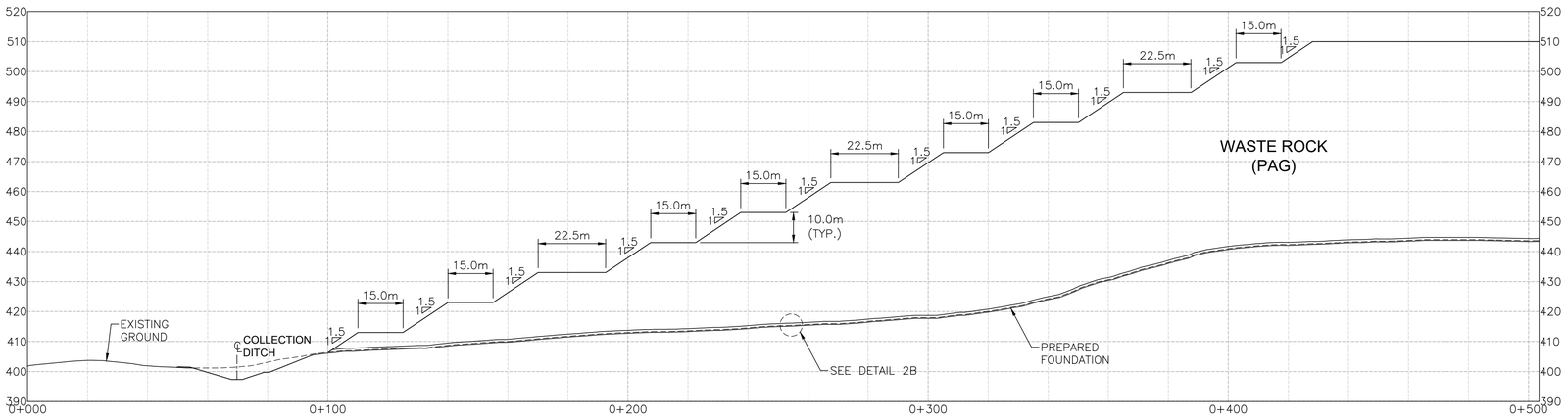
370	GT	DWG	0003	C
AREA	DISC.	TYPE	SEQ.	REV.

SAVED ON: 25-09-09 3:12 PM BY Sykes, Mark
PATH: C:\Users\SYKESM\OneDrive - AtkinsRéalis\Shared Documents - 702381 PB Metals Shaakichiwaanaan project\40_Engineering\40_Drawings\0000\CASN-A-370-GT-DWG-0003_C.dwg

PAPER SIZE FORMAT : A1



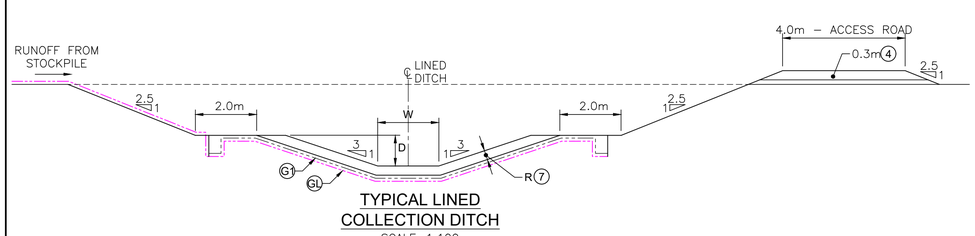
SECTION B1
STOCKPILE02 - TAILINGS - OPERATION
SCALE=1:1000



SECTION H
STOCKPILE02 - PAG - OPERATION
SCALE=1:1000

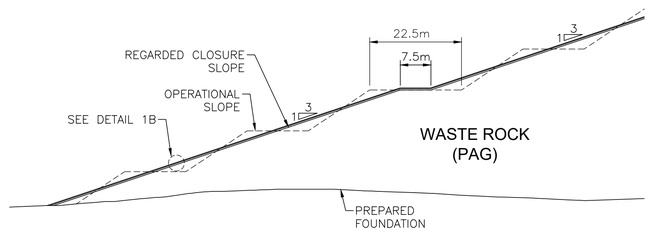


TYPICAL COLLECTION POND SECTION
LINED POND
SCALE=1:200

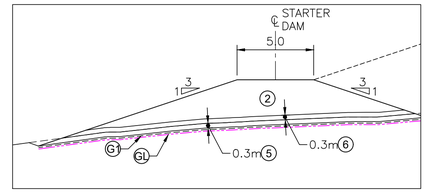


TYPICAL LINED
COLLECTION DITCH
SCALE=1:100

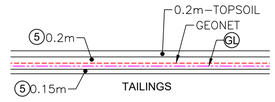
DITCH	CHAINAGE START	CHAINAGE END	WIDTH (W)	DEPTH (D)	RIPRAP THICKNESS (R)
02−01	0+000	0+423	2.5 m	1.2 m	300 mm
02−02	0+000	0+515	1.5 m	1.1 m	300 mm
	0+516	1+557	3.0 m	1.3 m	
03−01	0+000	0+508	2.0 m	1.2 m	300 mm
	0+508	0+706			450 mm
	0+706	1+786		1.5 m	300 mm
	1+786	4+036	3.0 m	2.2 m	
	4+036	4+239	5.0 m		
03−02	0+000	0+578	2.0 m	1.1 m	300 mm
	0+578	0+647			450 mm
	0+647	1+006			300 mm



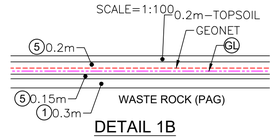
TYPICAL STOCKPILE01 SECTION
CLOSURE
SCALE=1:750



TYPICAL STARTER DAM
SCALE=1:200



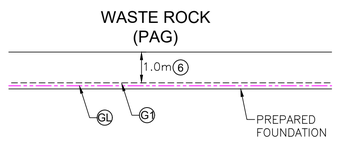
DETAIL 1A
CLOSURE-TAILINGS
SCALE=1:100



DETAIL 1B
CLOSURE-WASTE ROCK (PAG)
SCALE=1:100



DETAIL 2A
BASIN GEOMEMBRANE - TAILINGS
SCALE=1:100



DETAIL 2B
BASIN GEOMEMBRANE - WASTEROCK (PAG)
SCALE=1:100

1. CRUSHED STONE (−75mm)
2. WASTE ROCK (−450mm)
3. TILL / SAND BENTONITE CEMENT FILL
4. GRANULAR B TYPE II
5. FILTER / BEDDING SAND (−4.75mm)
6. TRANSITION SAND AND GRAVEL (−26.5mm)
7. RIP−RAP EROSION PROTECTION
8. SAND / SILT (OVERBURDEN)
9. CLEAR STONE (−19mm)

G1 NON−WOVEN GEOTEXTILE (500g/m²)
G2 NON−WOVEN NEEDLE PUNCHED GEOTEXTILE (300g/m²)
GL 1.5mm DOUBLE TEXTURED LLDPE GEOMEMBRANE



TYPICAL SPILLWAY SECTION
SCALE=1:100

SCALE= 1:1000
SCALE= 1:200
SCALE= 1:100

ATKINSRÉALIS #: 702381-0000-4GDD00-0006

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	ISSUED FOR FEASIBILITY STUDY	A.C.	B.M.	25-09-10
B	ISSUED FORCLIENT REVIEW	P.A.	B.M.	25-04-10
A	ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	P.A.	B.M.	25-01-10

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	P. ADDIS	25-09-10
DESSINATEUR/DRAWN:	M. SYKES	25-09-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	R. ALAM	25-09-10
INGÉNIEUR/ENGINEER:	B. MORRISSETTE	25-09-10
ÉCHELLE/SCALE:	AS SHOWN	DATE

PROJET/PROJECT:

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

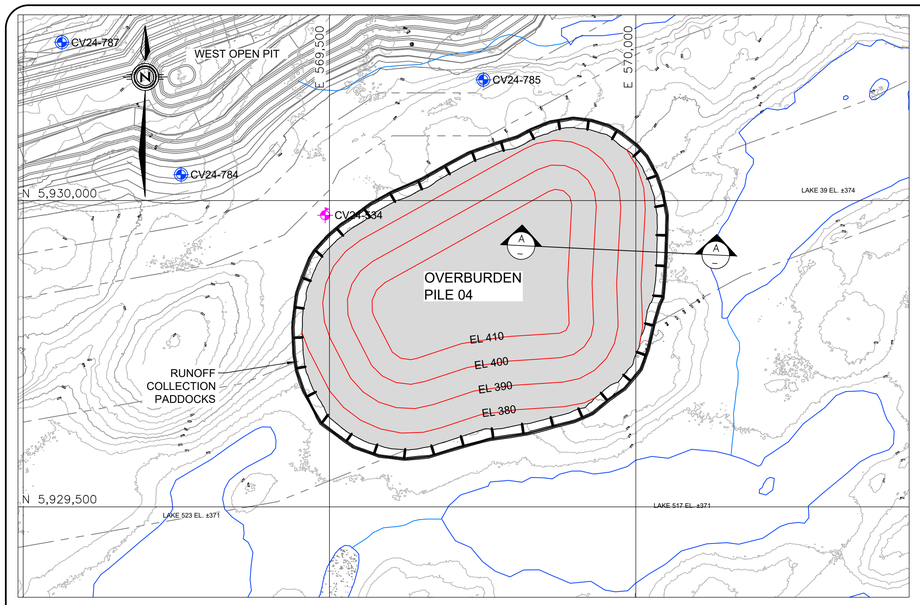
TITRE:
-
-
-
-

TITLE
STOCKPILE AND WATER MANAGEMENT SECTIONS AND DETAILS
2 OF 2
-

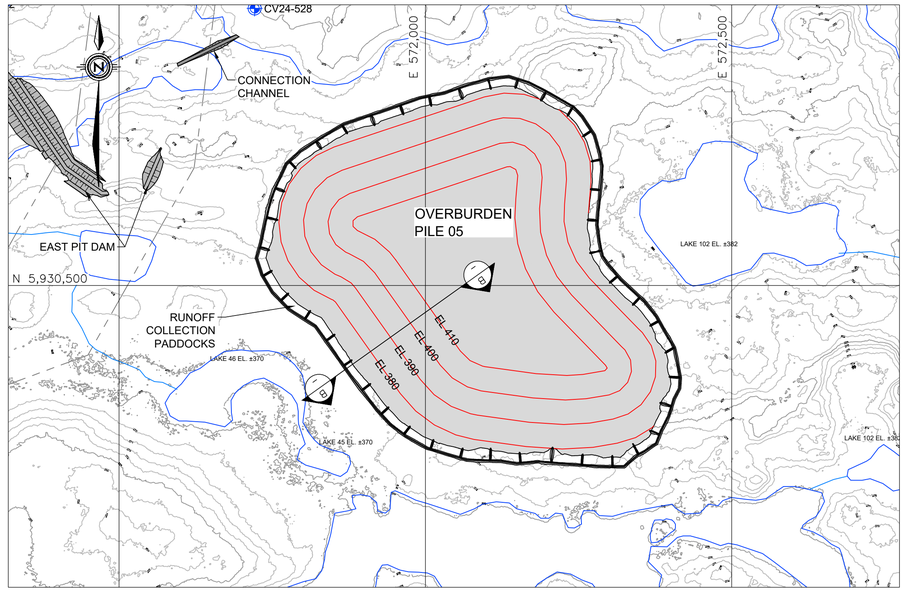
DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN − A

370 − GT − DWG − 0004 − C
AREA DISC. TYPE SEQ. REV.

SAVED ON: 25-09-09 3:15 PM BY Sykes, Mark
PATH: C:\Users\SYKESM\OneDrive - AtkinsRéalis\Shared Documents - 702381 PB Metals Shaakichiuwaanan project\40_Engineering\00_Drawings\0000\CASN-A-370-GT-DWG-0004_C.dwg



PLAN
OVERBURDEN PILE 04
SCALE=1:5000



PLAN
OVERBURDEN PILE 04
SCALE=1:5000

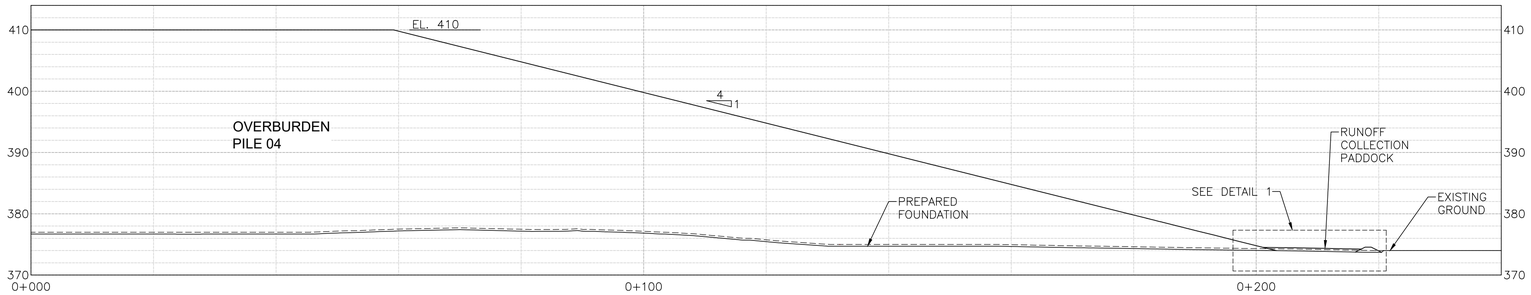
NOTES

1. THE CO-ORDINATES, DIMENSIONS AND ELEVATIONS ARE IN METERS. ELEVATIONS ARE TIED TO MEAN SEA LEVEL. CO-ORDINATES ARE BASED ON UTM NAD83(CSRS) ZONE 18 METRIC GRID PROJECTION.
2. CONTOURS WERE DERIVED FROM LiDAR SURVEY FROM PATRIOT LiDAR DATED OCT 11, 2022.

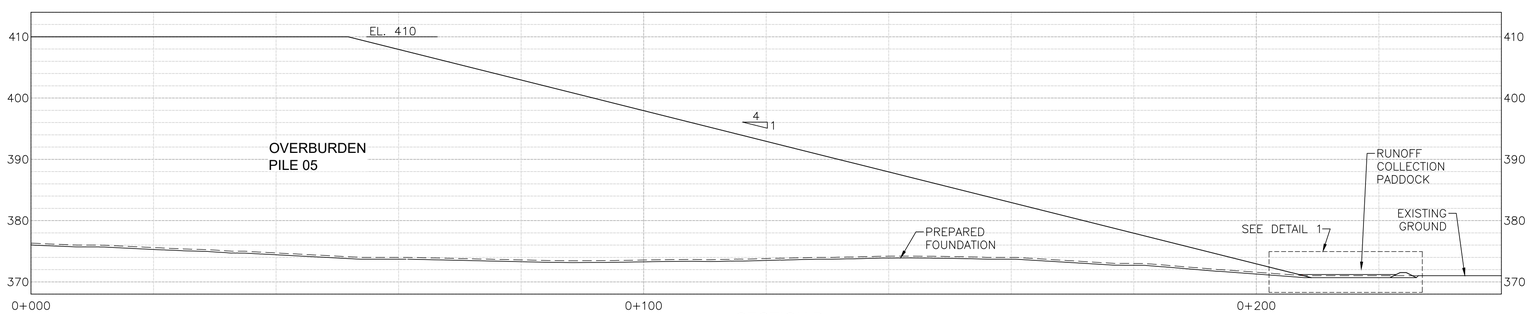
LEGEND

CV24 - BOREHOLES FROM 2024 GORTECHNICAL INVESTIGATION

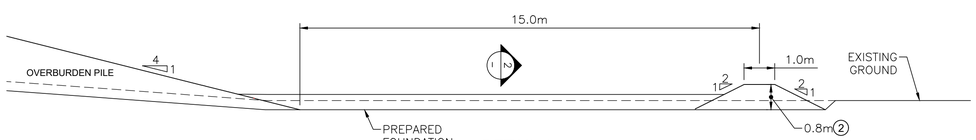
OBSERVATION WELL



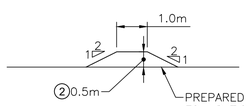
SECTION A
OVERBURDEN PILE 04
SCALE=1:500



SECTION B
OVERBURDEN PILE 05
SCALE=1:500

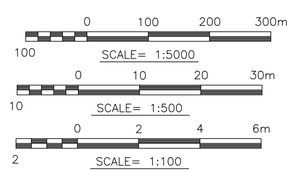


DETAIL 1
RUNOFF COLLECTION PADDOCK
SCALE=1:100



DETAIL 2
RUNOFF COLLECTION PADDOCK
SCALE=1:100

1. CRUSHED STONE (-75mm)
2. WASTE ROCK (-450mm)
3. TILL / SAND BENTONITE CEMENT FILL
4. GRANULAR B TYPE II
5. FILTER / BEDDING SAND (-4.75mm)
6. TRANSITION SAND AND GRAVEL (-26.5mm)
7. RIP-RAP EROSION PROTECTION
8. SAND / SILT (OVERBURDEN)
9. CLEAR STONE (-19mm)
- G1 NON-WOVEN GEOTEXTILE (500g/m²)
- G2 NON-WOVEN NEEDLE PUNCHED GEOTEXTILE (300g/m²)
- GL 1.5mm DOUBLE TEXTURED LLDPE GEOMEMBRANE



ATKINSRÉALIS #: 702381-0000-4GDD00-0007

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	ISSUED FOR FEASIBILITY STUDY	A.C.	B.M.	25-09-10
B	ISSUED FORCLIENT REVIEW	P.A.	B.M.	25-04-10
A	ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	P.A.	B.M.	25-01-10

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	P. ADDIS	25-09-10
DESSINATEUR/DRAWN:	M. SYKES	25-09-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	R. ALAM	25-09-10
INGÉNIEUR/ENGINEER:	B. MORRISSETTE	25-09-10
ÉCHELLE/SCALE:	1:3,000	DATE

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
-
-
-
-

TITLE
OVERBURDEN PILES04 AND 05
PLANS, SECTIONS AND DETAIL
-
-

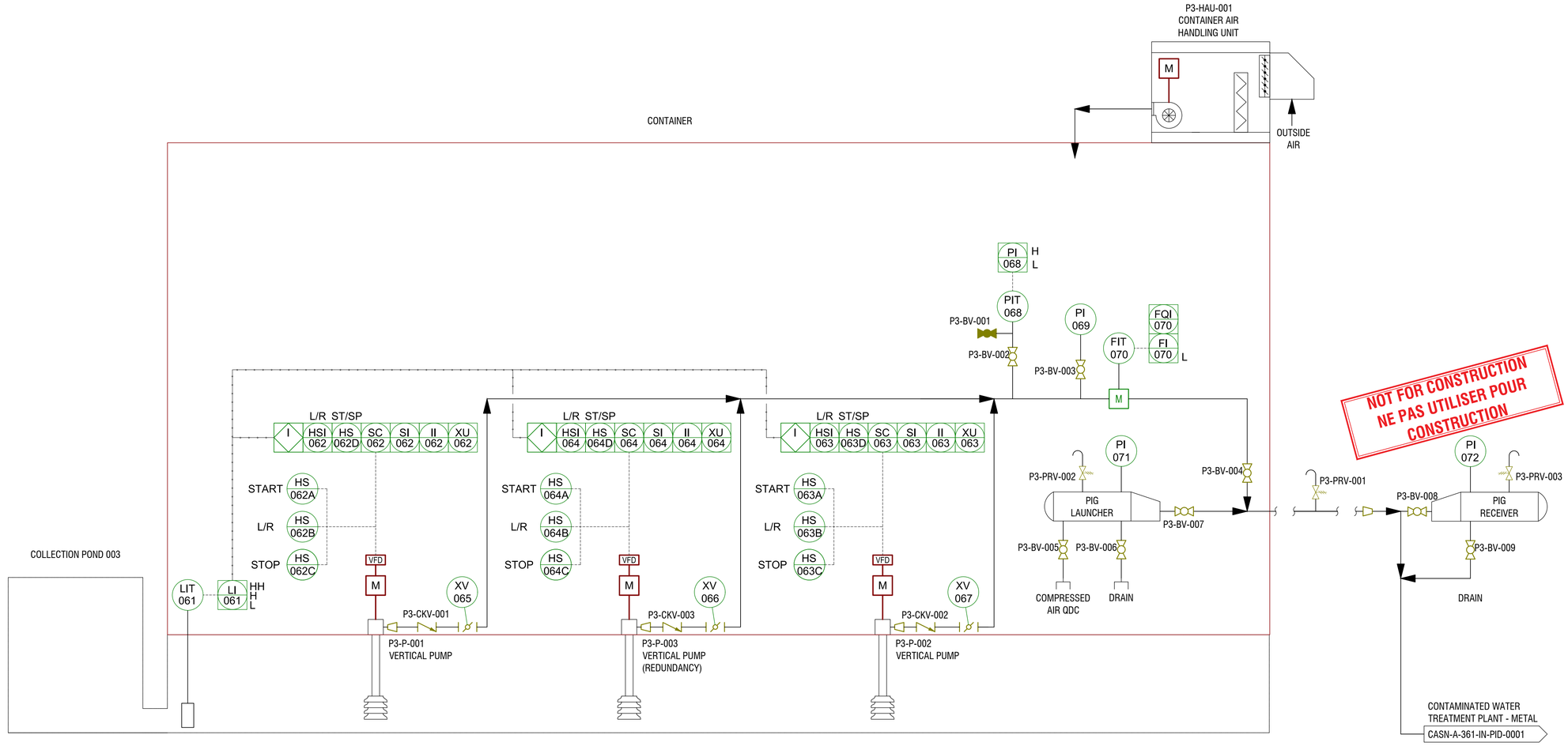
DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

370	GT	DWG	0005	C
AREA	DISC.	TYPE	SEQ.	REV.

PAPER SIZE FORMAT - A1
SAVED ON: 25-10-01 12:02 PM BY Shea, Mark
PATH: C:\Users\SVKMS\Desktop\Revit Models\Shared Documents - 702381 PB Metals Shaakichiuwaanaan project\40_Engineering\40_Drawings\0000\CASN-A-370-GT-DWG-0005_C.dwg

Annexe C Figures

PAPER SIZE FORMAT - A1



NOT FOR CONSTRUCTION
NE PAS UTILISER POUR CONSTRUCTION

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	FINAL RELEASE FOR FEASIBILITY STUDY	D.K.	A.C.	25-09-15
B	INITIAL RELEASE ISSUED FOR CLIENT REVIEW	D.K.	A.C.	25-09-03
A	INITIAL RELEASE ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	R.D.	A.C.	25-05-02

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

702381-5100-45DG10-005

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	A. COGULET	25-05-02
DESSINATEUR/DRAWN:	R. DIDIER	25-05-02
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	AL NGUYEN	25-05-02
INGÉNIEUR/ENGINEER:	A. COGULET	25-05-02
ÉCHELLE/SCALE:	N.T.S.	DATE

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
BASSIN DE COLLECTE 003
SCHÉMA DE TUYAUTERIE
ET D'INSTRUMENTATION
FRANCAIS

TITLE
COLLECTION POND 003
PIPING AND INSTRUMENTATION DIAGRAM

ENGLISH

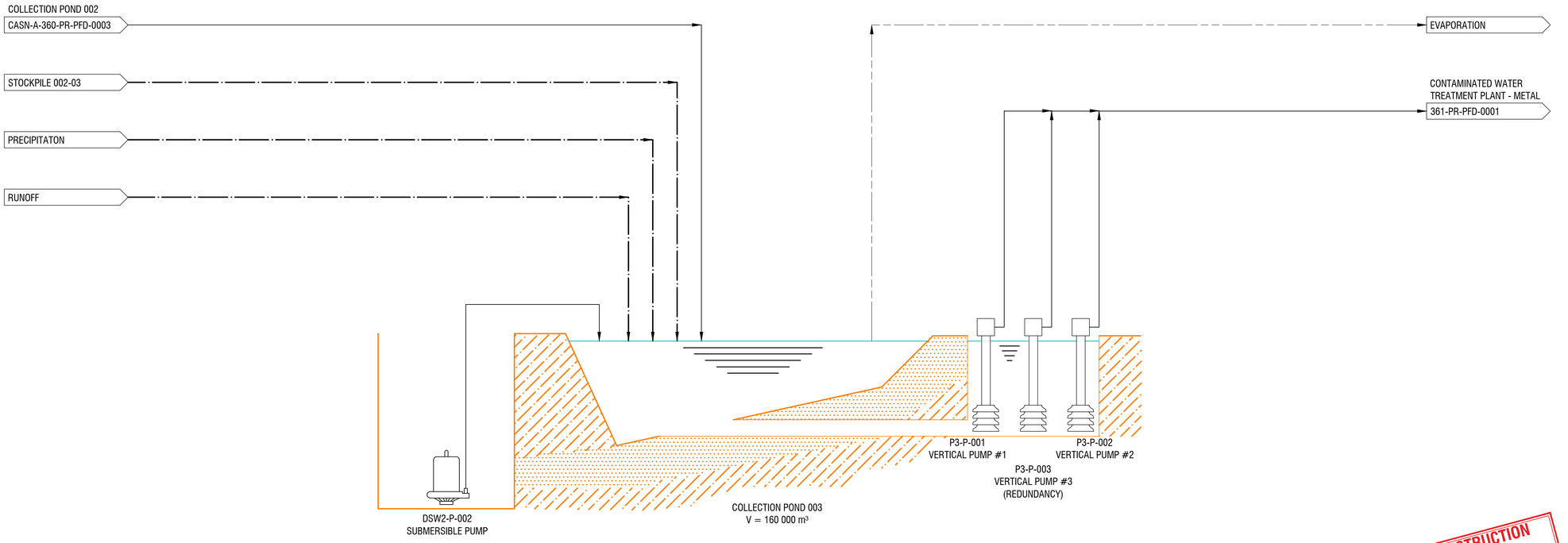
DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

360	IN	PID	0004	C
AREA	DISC.	TYPE	SEQ.	REV.

INGÉNIEURE
Antoine Cogulet
6028243
QUÉBEC
Ing. PhD
#6028243

SAVED ON: 25-09-15 9:21 AM BY Vicenzo Drehli
PATH: C:\Users\KR6353\OneDrive - AtkinsRéalis\702381 PB Metals Shaakichiuwaanaan project - 8. Drawings\C-Pumping_stations\PAID\CASN-A-360-IN-PID-0004.dwg

PAPER SIZE FORMAT - A1



LEGEND

PUMPED

GRAVITY

ALTERNATIVE

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	FINAL RELEASE FOR FEASIBILITY STUDY	D.K.	A.C.	25-09-15
B	INITIAL RELEASE ISSUED FOR CLIENT REVIEW	D.K.	A.C.	25-09-03
A	INITIAL RELEASE ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	R.D.	A.C.	25-04-30

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

702381-5100-45DG02-004

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	A. Cogulet	25-04-30
DESSINATEUR/DRAWN:	R. DIDIER	25-04-30
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	AL Nguyen	25-04-30
INGÉNIEUR/ENGINEER:	A. Cogulet	25-04-30
ÉCHELLE/SCALE:	N.T.S.	DATE

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
BASSIN DE COLLECTE 003
DIAGRAMME DE FLUX DE PROCESSUS
DESSIN ET NOTES
FRANCAIS

TITLE
COLLECTION POND 003
PROCESS FLOW DIAGRAM
DRAWING AND NOTES
ENGLISH

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

360	PR	PFD	0004	C
AREA	DISC.	TYPE	SEQ.	REV.

NOT FOR CONSTRUCTION
NE PAS UTILISER POUR CONSTRUCTION

INGÉNIEUR.E
Antoine Cogulet
6028243
QUÉBEC

Ing. PhD
OIQ 6028243.

SAVED ON: 25-09-15 9:29 AM BY Kiranov, Dmitri
PATH: C:\Users\KRASSKI\OneDrive - AtkinsRéalis\702381 PB Metals Shaakichiuwaanaan project - 8. Drawings\Cr\Pumping_stations\PFD\CASN-A-360-PR-PFD-0004.dwg

PAPER SIZE FORMAT - A1

SODIUM HYPOHCLORITE

FIT 006

FW-GV-026

FW-GV-025

PT 003B

FIT 003B

FW-GV-018

FW-GV-017

FW-GV-019

FW-CHK-003

PT 003A

PT 003C

FW-CHK-004

FW-P-005
BOOSTER PUMP

FIT 003A

FW-GV-015

FW-GV-016

PT 001B

FW-GV-012

AE ORP

FW-XV-009

FW-GV-008

FW-XV-003

DRAIN

HEATER

FW-GV-001

FW-GV-002

FW-GV-003

FW-GV-011

FW-SV-004

AE TURB

FW-GV-013

FW-GV-014

FIT 001

PT 001A

FW-YS-001

FW-XV-002

FW-XV-001

FW-CHK-001

FW-P-003
BOOSTER PUMP

RAW WATER
LAKE 308
SEE DRAWING
CASN-A-310-IN-PID-0001

ANTISCALANT

COMPRESSED AIR

FW-SV-001

FW-XV-004

FW-XV-008

PT 002B

FW-SV-003

FW-GV-010

FW-GV-007

FW-GV-009

FW-GV-004

FW-GV-005

FW-GV-006

FIT 002

PT 002A

FW-XV-006

FW-XV-005

FW-YS-002

FW-CHK-002

CWPM-P-004
BOOSTER PUMP

ANTISCALANT

COMPRESSED AIR

FW-SV-002

FW-XV-007

PT 004B

FIT 004B

FW-GV-023

FW-GV-022

FW-GV-024

FW-CHK-005

PT 004A

PT 004C

FW-CHK-006

FW-P-006
BOOSTER PUMP

FIT 004A

FW-GV-020

FW-GV-021

FIT 005

FW-GV-027

UV

FW-GV-028

FW-CHK-007

FW-P-007
RECIRCULATION PUMP

FW-GV-027

HEATER

WASTE WATER TREATMENT
CASN-A-341-IN-PID-0001

FW-GV-029

FW-SV-005

AE CL2

AE PH

LT 007A

TT 007A

POTABLE WATER
RESERVOIR #1
HEATER

FW-XV-010

LT 007B

TT 007B

POTABLE WATER
RESERVOIR #2
HEATER

FW-XV-011

LT 007C

TT 007C

POTABLE WATER
RESERVOIR #3
HEATER

FW-XV-012

TREATED WATER DIST.

29 PSIG

PT 008

UF TRAINS

FW-GV-031

FW-RV-002

80 PSIG

SOLENOID PANEL

FW-GV-030

FW-RV-001

FW-GV-032

NOT FOR CONSTRUCTION
NE PAS UTILISER POUR CONSTRUCTION

LEGEND

- PUMPED
- GRAVITY
- ALTERNATIVE
- FUTURE
- BACKUP

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	FINAL RELEASE FOR FEASIBILITY STUDY	D.K.	A.C.	25-09-15
B	INITIAL RELEASE ISSUED FOR CLIENT REVIEW	D.K.	A.C	25-09-03
A	INITIAL RELEASE ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	R.D.	A.C	25-06-05

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

702381-5300-4KDG10-001

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	A. Cogulet	25-06-05
DESSINATEUR/DRAWN:	R. DIDIER	25-06-05
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	AL Nguyen	25-06-05
INGÉNIEUR/ENGINEER:	A. Cogulet	25-06-05
ÉCHELLE/SCALE:	N.T.S.	DATE

INGÉNIEUR E
Antoine Cogulet
6028243
QUÉBEC
Ing. P.D.

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

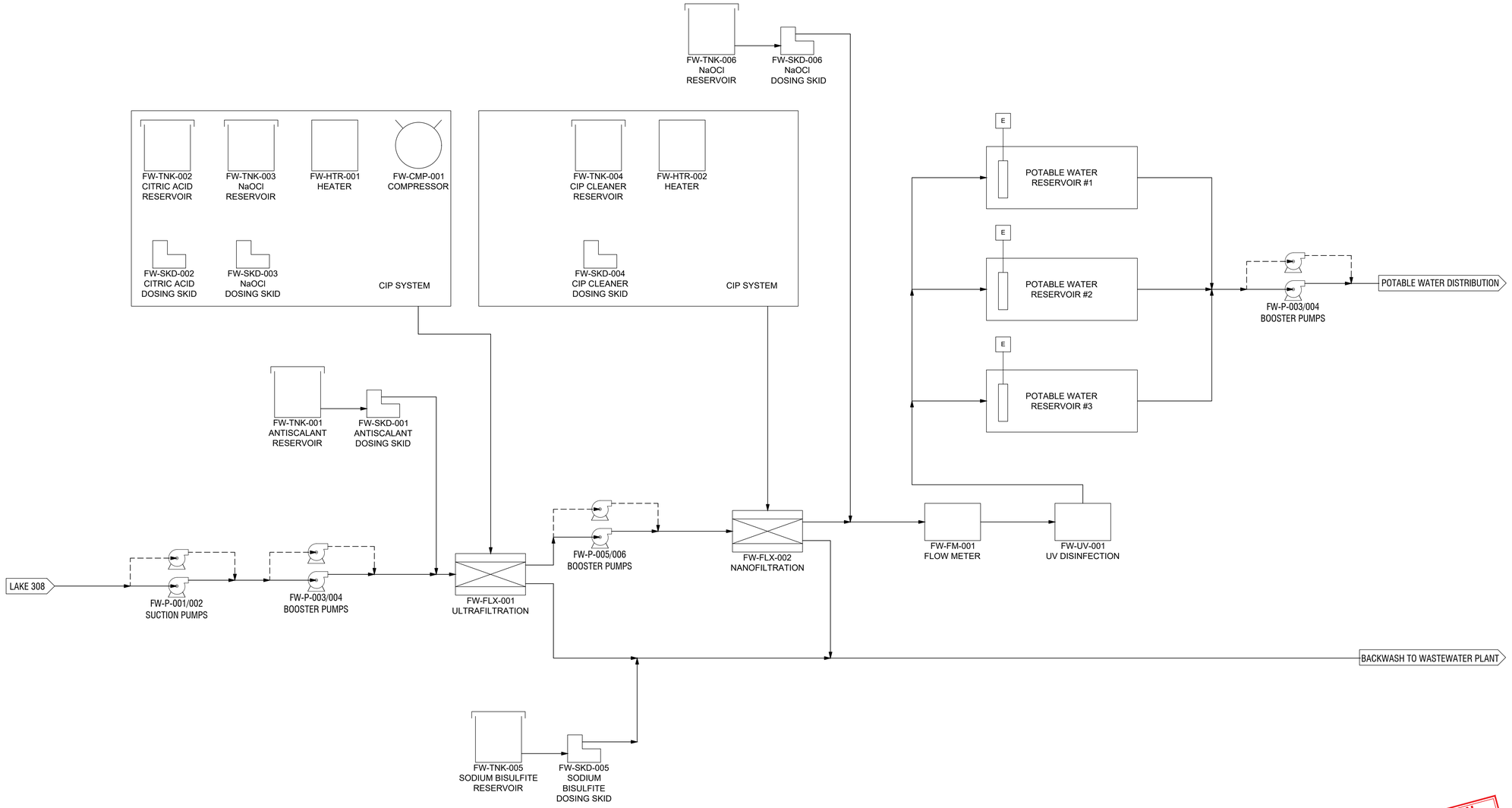
TITRE:
USINE D'EAU POTABLE
SYSTÈME DE FILTRATION
DIAGRAMME DE FLUX DE PROCESSUS
DESSIN ET NOTES

TITLE
POTABLE WATER TREATMENT PLANT
FILTRATION SYSTEM
PROCESS FLOW DIAGRAM
DRAWING AND NOTES

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN – A 331 – IN – PID – 0001 – C
AREA – DISC. – TYPE – SEQ. – REV.

SAVED ON: 25-06-16 9:37 AM BY Vicenzo Dinhli
PATH: C:\Users\KR6533\OneDrive - AtkinsRéalis\702381 PB Metals Shaakichiuwaanaan project - 8. Drawings\C\Water_treatment\PAID\CASN-A-331-IN-PID-0001.dwg

PAPER SIZE FORMAT - A1



LEGEND

- PUMPED
- GRAVITY
- ALTERNATIVE
- FUTURE
- BACKUP

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	FINAL RELEASE FOR FEASIBILITY STUDY	D.K.	A.C.	25-09-15
B	INITIAL RELEASE ISSUED FOR CLIENT REVIEW	D.K.	A.C	25-09-03
A	INITIAL RELEASE ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	R.D.	A.C	25-05-13

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

702381-5300-4KDG02-001

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	A. COGULET	25-05-13
DESSINATEUR/DRAWN:	R. DIDIER	25-05-13
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	AL NGUYEN	25-05-13
INGÉNIEUR/ENGINEER:	A. COGULET	25-05-13
ÉCHELLE/SCALE:	N.T.S.	DATE

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
STATION DE TRAITEMENT D'EAU POTABLE
DIAGRAMME DE FLUX DE PROCESSUS
DESSIN ET NOTES
FRANCAIS

TITLE
POTABLE WATER TREATMENT PLANT
PROCESS FLOW DIAGRAM
DRAWING AND NOTES
ENGLISH

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN – A

331	PR	PFD	0001	C
AREA	DISC.	TYPE	SEQ.	REV.

NOT FOR CONSTRUCTION
NE PAS UTILISER POUR CONSTRUCTION

INGÉNIEUR.E
Antoine Cogulet
6028243
QUÉBEC

Ing. PhD. #6028243.

SAVED ON: 25-09-15 9:50 AM BY Kiyanna Dreihl
PATH: C:\Users\KR6533\OneDrive - AtkinsRéalis\702381 PR Metals Shaakichiuwaanaan project - 8. Drawings\C\Water_treatment\PFD\CASN-A-331-PR-PFD-0001.dwg

PAPER SIZE FORMAT - A1

NOT FOR CONSTRUCTION
NE PAS UTILISER POUR CONSTRUCTION

PERMANENT CAMP KITCHEN WASTEWATER

GREASE TRAP

PERMANENT CAMP DOMESTIC WASTEWATER

DRY BUILDING DOMESTIC WASTEWATER

COLD SERVICE WATER

SWT-FLX-001
ROTARY
STRAINER

LIC 001
LI 001 HH H L LL
LAH 001
LAL 001
LT 001
LSL 001
LSH 001
PI 001
FIT 001
SWT-BV-003
SWT-BV-002
SWT-BV-001
SWT-CHK-001
SWT-CHK-002
M

SWT-PRS-001
CASN-A-341-IN-PID-0002

SWT-EQ-001
EQUALIZATION
TANK

SWT-P-001/002
SUBMERSIBLE
PUMPS

BAKING SODA

SWT-BLW-001
BLOWER

LIC 002
LI 002 HH H L LL
LAH 002
LAL 002
LT 002
LSL 002
LSH 002

SWT-BV-004
SWT-BV-006
SWT-BV-005

SWT-MBR-001
MOVING BED BIOFILM
REACTOR

SWT-BV-007

ANTIFOAM
COAGULANT
POLYMER
MCC
M

SWT-AGX-001
COAGULATION
CHAMBER

SWT-AGX-002
FLOCULATION
CHAMBER

MCC
M

SWT-DAF-001
DISSOLVED AIR
FLOATATION TANK

SWT-BV-022
SWT-BV-021
SWT-BV-008
SWT-BV-011

SWT-XV-002
LSH 003
LAH 003
SWT-XV-001
LSL 003
LAL 003

COLD SERVICE WATER

SWT-TNK-006
EFFLUENT HOLDING
TANK

SWT-CHK-005
SWT-CHK-004

POLISHING POND
CASN-A-360-PR-PFD-0008

SWT-MBR-002
CASN-A-341-IN-PID-0002

SWT-BV-020
SWT-BV-019
SWT-BV-018
SWT-BV-017
SWT-CHK-003

PI 004
SWT-GV-011
SWT-GV-012
SWT-BV-010
SWT-BV-009
SWT-P-007
DAF RECIRCULATION
PUMP

PI 005
SWT-GV-015
SWT-GV-016
SWT-BV-014
SWT-BV-013
SWT-P-008
DAF RECIRCULATION
PUMP

VFD

SWT-BLW-002
BLOWER

SWT-MBR-002
CASN-A-341-IN-PID-0002

LEGEND

- PUMPED
- GRAVITY
- ALTERNATIVE
- FUTURE
- BACKUP

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	FINAL RELEASE FOR FEASIBILITY STUDY	D.K.	A.C.	25-09-15
B	INITIAL RELEASE ISSUED FOR CLIENT REVIEW	D.K.	A.C	25-09-03
A	INITIAL RELEASE ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	R.D.	A.C	25-06-10

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

702381-5300-4KDG10-002

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	A. COGULET	25-06-10
DESSINATEUR/DRAWN:	R. DIDIER	25-06-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	AL. NGUYEN	25-06-10
INGÉNIEUR/ENGINEER:	A. COGULET	25-06-10
ÉCHELLE/SCALE:	N.T.S.	DATE

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
STATION DE TRAITEMENT DES EAUX USÉES
DIAGRAMME DE FLUX DE PROCESSUS
DESSIN ET NOTES
FRANCAIS

TITLE
SEWAGE WATER TREATMENT PLANT
PROCESS FLOW DIAGRAM
DRAWING AND NOTES
ENGLISH

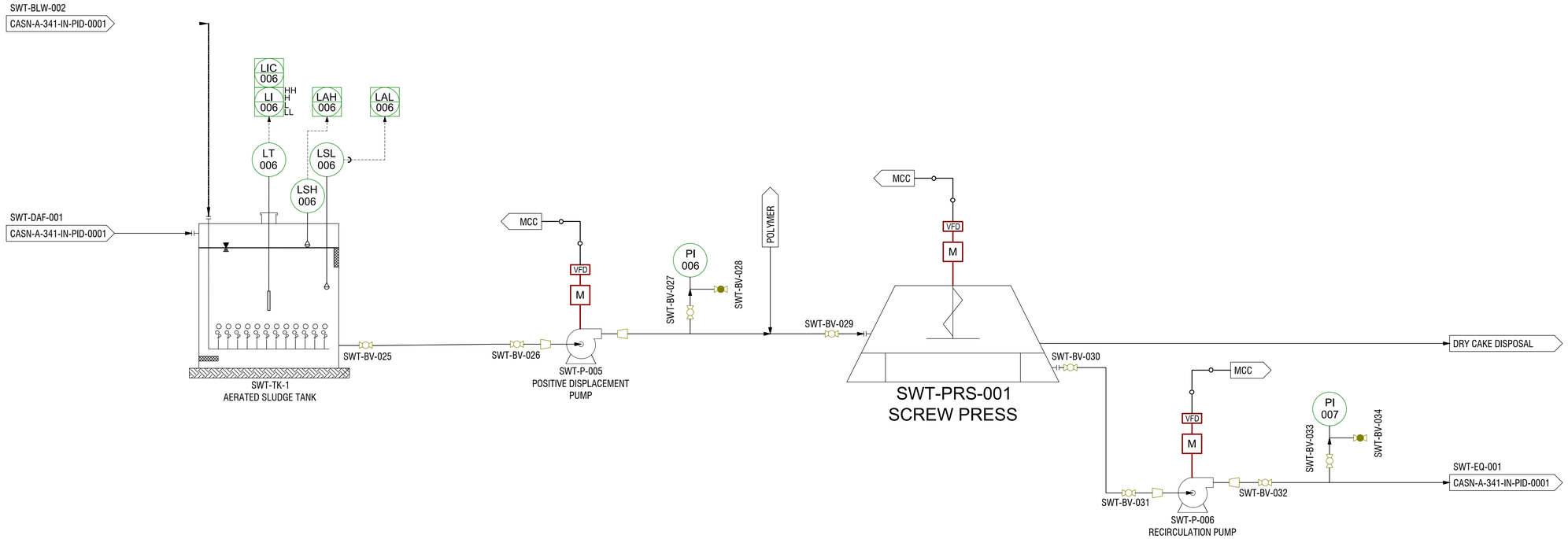
DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN – A

341	IN	PID	0001	C
AREA	DISC.	TYPE	SEQ.	REV.

INGÉNIEUR·E
Antoine Cogulet
6028243
QUÉBEC

SAVED ON: 25-09-15 9:36 AM BY Kronon, Dmitri
PATH: C:\Users\KRONSD\Downloads\Water_treatment\PKM\CASN-A-341-IN-PID-0001.dwg

PAPER SIZE FORMAT - A1



LEGEND

- PUMPED
- GRAVITY
- ALTERNATIVE
- FUTURE
- BACKUP

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	FINAL RELEASE FOR FEASIBILITY STUDY	D.K.	A.C.	25-09-15
B	INITIAL RELEASE ISSUED FOR CLIENT REVIEW	D.K.	A.C	25-09-03
A	INITIAL RELEASE ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	R.D.	A.C	25-06-10

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

702381-5300-4KDG10-003

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	A. COGULET	25-06-10
DESSINATEUR/DRAWN:	R. DIDIER	25-06-10
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	AL. NGUYEN	25-06-10
INGÉNIEUR/ENGINEER:	A. COGULET	25-06-10
ÉCHELLE/SCALE:	N.T.S.	DATE

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
STATION DE TRAITEMENT DES EAUX USÉES
DIAGRAMME DE FLUX DE PROCESSUS
DESSIN ET NOTES
FRANCAIS

TITLE
SEWAGE WATER TREATMENT PLANT
PROCESS FLOW DIAGRAM
DRAWING AND NOTES
ENGLISH

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN – A

341	IN	PID	0002	C
AREA	DISC.	TYPE	SEQ.	REV.

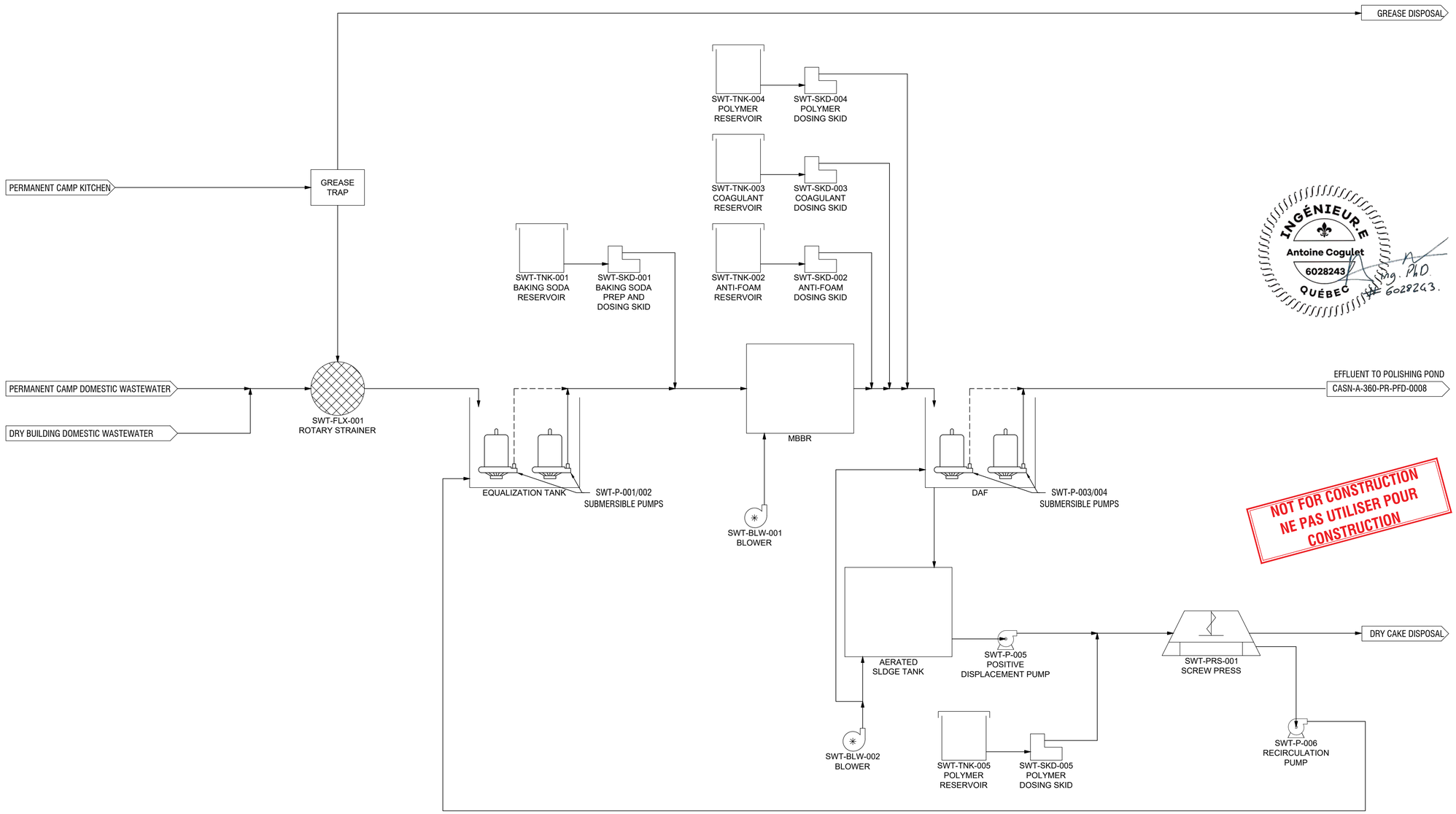
INGÉNIEUR·E
Antoine Cogulet
6028243
QUÉBEC

Ing. PhD. # 6028243.

NOT FOR CONSTRUCTION
NE PAS UTILISER POUR CONSTRUCTION

SAVED ON: 25-09-15 8:36 AM BY Kristine Pimbili
PATH: C:\Users\KRIS\BIM\Revit * Atkins\Revit\702381 PB Metals Shaakichiuwaanaan project - 8. Drawings\Civ\Water_treatment\PA\D\CASN-A-341-IN-PID-0002.dwg

PAPER SIZE FORMAT - A1



LEGEND

- PUMPED
- GRAVITY
- ALTERNATIVE
- FUTURE
- BACKUP

REV	DESCRIPTION	PAR BY	ING ENG	DATE
C	FINAL RELEASE FOR FEASIBILITY STUDY	D.K.	A.C.	25-09-15
B	INITIAL RELEASE ISSUED FOR CLIENT REVIEW	D.K.	A.C	25-09-03
A	INITIAL RELEASE ISSUED FOR INTERNAL REVIEW	R.D.	A.C	25-05-13

INGÉNIEUR.E
Antoine Cogulet
6028243
QUÉBEC
Ing. PhD
6028243

PATRIOT BATTERY METALS

AtkinsRéalis

702381-5300-4KDG02-002

Mining Services

CONCEPTEUR/DESIGN:	A. COGULET	25-05-13
DESSINATEUR/DRAWN:	R. DIDIER	25-05-13
VÉRIFIÉ PAR/CHECKED:	AL NGUYEN	25-05-13
INGÉNIEUR/ENGINEER:	A. COGULET	25-05-13
ÉCHELLE/SCALE:	N.T.S.	DATE

PROJET/PROJECT:
SHAAKICHIUWAANAAN

PHASE:
ÉTUDE DE FAISABILITÉ
FEASIBILITY STUDY

TITRE:
STATION DE TRAITEMENT DES EAUX USÉES
DIAGRAMME DE FLUX DE PROCESSUS
DESSIN ET NOTES
FRANCAIS

TITLE
SEWAGE WATER TREATMENT PLANT
PROCESS FLOW DIAGRAM
DRAWING AND NOTES
ENGLISH

DESSIN NUM./DRAWING NO.: CASN - A

341 - PR - PFD - 0001 - C
AREA DISC. TYPE SEQ. REV.

SAVED ON: 25-09-15 9:41 AM BY Vicenzo Dinelli
PATH: C:\Users\VDINELLI\Desktop\4. Atkins\Patriot\702381 PB Metals Shaakichiuwaanaan project - 8. Drawings\C\Water_treatment\PFD\CASN-A-341-PR-PFD-0001.dwg

Annexe D Analyses de stabilité des haldes 001 et 002 Note technique

AtkinsRéalis	NOTE TECHNIQUE Projet Shaakichiuwaanaan – Gestion de l'eau et résidus		
	Numéro de document : CASN-A-370-GT-REP-0002 702381-4000-4GER-0002	**Rév.** D	**Date:** 27 février 2026

Titre du document: **ANALYSE DE STABILITÉ DES PILES 001 ET 002**

Client: **PATRIOT BATTERY METALS INC.**

Projet **PROJET SHAAKICHIUWAANAAN – GESTION DE L'EAU ET RÉSIDUS**

Préparé par : Raquibul Alam, Ph.D, P. Eng.
Titre : Spécialiste en génie géotechnique
#PEO: 100231585

Révisé par : Philip Addis
Titre : Ingénieur principal en résidus miniers
#OIQ: 6076892

Approuvé par : Bruno Morrissette, ing.
Chef de projet
#OIQ: 125157

Note au lecteur

Le présent rapport est une traduction de la version anglophone du rapport portant le même numéro. En cas de disparité entre ces 2 rapports, la version anglophone prime.

Le présent rapport a été préparé et les travaux qui y sont mentionnés ont été réalisés par AtkinsRéalis Canada Inc. (AtkinsRéalis), à l'usage exclusif de Patriot Battery Metals Inc., qui a participé à l'élaboration de la portée des travaux et en comprend les limites. La méthodologie, les résultats, les conclusions et les recommandations contenus dans le présent rapport sont fondés uniquement sur la portée des travaux et sont soumis aux considérations de temps et de budget décrites dans la proposition et/ou le contrat en vertu desquels le présent rapport a été publié. Toute utilisation, confiance ou décision prise par un tiers sur la base du présent rapport relève de la seule responsabilité dudit tiers. AtkinsRéalis décline toute responsabilité pour les dommages que pourrait subir ou encourir un tiers à la suite de l'utilisation, de la confiance accordée ou de toute décision prise sur la base du présent rapport.

Les constatations, conclusions et recommandations contenues dans le présent rapport (i) ont été élaborées d'une manière conforme au niveau de compétence normalement exercée par des professionnels exerçant actuellement dans des conditions similaires dans le domaine, et (ii) reflètent le meilleur jugement d'AtkinsRéalis sur la base des informations disponibles au moment de la préparation du présent rapport. Aucune autre garantie, expresse ou implicite, n'est donnée concernant les services professionnels fournis à Patriot Battery Metals Inc. ou les résultats, conclusions et recommandations contenus dans le présent rapport. Les résultats et conclusions contenus dans le présent rapport ne sont valables qu'à la date du rapport et peuvent être basés, en partie, sur des informations fournies par des tiers. Si certaines informations s'avèrent inexactes, si de nouvelles informations sont découvertes ou si les paramètres du projet changent, des modifications du présent rapport peuvent s'avérer nécessaires.

Ce rapport doit être lu dans son intégralité, car des sections prises hors contexte peuvent être trompeuses. En cas de divergence entre la version préliminaire (projet) et la version finale de ce rapport, c'est la version finale qui prévaut. Aucune partie de ce rapport n'est destinée à constituer ou à fournir un avis juridique.

Le contenu du présent rapport est confidentiel et exclusif. À l'exception de Patriot Battery Metals Inc., la copie ou la distribution du présent rapport, ainsi que l'utilisation ou l'exploitation des informations qu'il contient, en tout ou en partie, ne sont pas autorisées sans l'autorisation écrite expresse de Patriot Battery Metals Inc. et d'AtkinsRéalis.

Liste des révisions

#	Prép.	Rév.	App.	Date	Pages	Remarques
A	RA	PA	BM	13/06/2025	Tous	Question soumise à examen interne
B	RA	PA	BM	03/07/2025	Tous	Problème soumis à l'avis du client
C	RA	PA	BM	29/08/2025	Tous	Publié pour étude de faisabilité
D	RA	PA	BM	12 février 2026	Section 2.2.3	Publié avec quelques corrections mineures pour l'étude de faisabilité

Table des matières

1 Introduction 1

2 Analyses de stabilité 2

2.1 Géométrie du modèle 4
2.1.1 Pile de stériles (pile 001 et pile 002) 5
2.1.2 Pile de résidus (pile 002) 8

2.2 Scénarios de chargement et FoS minimum 9
2.2.1 Drainé 10
2.2.2 Non drainé 10
2.2.3 Sismicité 10

2.3 Propriétés des matériaux 11
2.3.1 Fondations 11
2.3.2 Résidus 12
2.3.3 Roche stérile 12
2.3.4 Géomembrane et géotextile 12
2.3.5 Roche 13

2.4 Hypothèse relative à la nappe phréatique 13

2.5 Résultats de l'analyse de stabilité 13

3 Conclusions 17

4 Références 18

Liste des tableaux

Tableau 2-1: Facteurs de sécurité minimaux pour les piles 001 et 002 (MRNF, 2024 ; BCMWRPRC, 1991a et Hawley et Cunning, 2017) 10

Tableau -2-2 : Paramètres géotechniques des matériaux – Piles 001 et 002 11

Tableau 2-3: Coefficient de sécurité de l'analyse de la stabilité des pentes 14

Liste des figures

Figure 1-1 Disposition des piles 001 et 002 1

Figure 2-1 Disposition des sections critiques pour l'analyse de la stabilité des pentes – Stockage de stériles 001. Coupe transversale A1-A1 2

Figure 2-2 Disposition des sections critiques pour l'analyse de la stabilité des pentes – Pile de stériles 002. Coupe transversale H-H 4

Figure 2-3 Section A1-A1 de la pile de stériles (NAG) (pile 001) pour la phase d'exploitation 5

Figure 2-4 Section H-H de la pile de stériles (PAG) (pile 002) pour la phase d'exploitation 6

Figure 2-5 Section A1-A1 de la pile de stériles (NAG) (pile 001) pour la fermeture 7

Figure 2-6 Section H-H de la pile de stériles (PAG) (pile 002) pour la fermeture 8

Figure 2-7 Section B1-B1 de la pile de résidus pour l'exploitation et la fermeture 9

Liste des annexes

Annexe A Résultats de l'analyse de stabilité

1 Introduction

Patriot Battery Metals Inc. (PMET) a retenu les services d'AtkinsRéalis pour mener une étude de faisabilité sur la gestion des déchets et de l'eau pour le projet Shaakichiuwaanaan. Le projet de mine de lithium dans la région d'Eeyou Istchee Baie-James, dans le nord du Québec, comprendra des opérations d'exploitation à ciel ouvert et souterraine. Le projet comprendra des piles de morts-terrains, de stériles, de résidus et de matières organiques, une usine de traitement des eaux et d'autres infrastructures minières nécessaires. Les opérations minières devraient commencer en 2028, avec une durée de vie prévue de 22 ans.

Deux sites ont été identifiés pour l'élimination des résidus et des stériles, comme le montre la **Figure 1-1**. Le site de stockage 001, situé au nord-ouest du site de l'usine, sera exclusivement dédié au stockage des stériles en raison de sa proximité avec la mine à ciel ouvert. En revanche, la pile 002, située au nord-est de l'usine, est destiné aux stériles et aux résidus potentiellement acidogènes, avec des plans pour stocker les résidus séparément des stériles, comme le montre la **Figure 1-1**.

Dans le cadre de l'étude de faisabilité, des analyses de stabilité ont été réalisées pour les piles 001 et 002 proposés. La présente note technique résume les conclusions de ces analyses de stabilité.

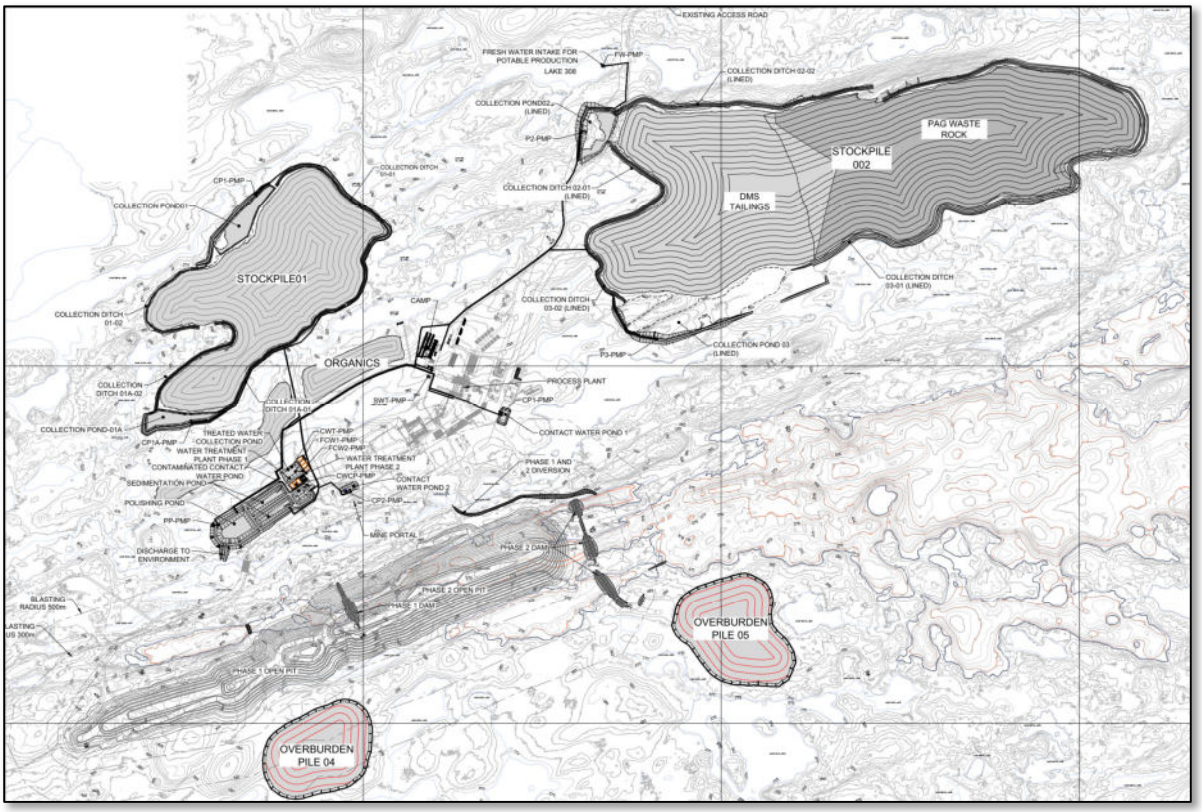


Figure 1-1 Disposition des piles 001 et 002

2 Analyses de stabilité

Des analyses de stabilité des pentes ont été réalisées sur trois sections critiques : une pour la pile de stockage de stériles non générteurs d'acide (NAG) (section A1-A1 pour la pile de stockage 001) comme indiqué à la Figure 2-1 Disposition des sections critiques pour l'analyse de la stabilité des pentes – Stockage de stériles 001. **Coupe transversale A1-A1**
, une pour la pile de stockage de résidus générateurs d'acide (PAG) (section H-H pour le pile 002) et une pour la pile de résidus (section B1-B1 pour la pile 002), comme indiqué dans la **Figure 2-1**. Ces sections sont illustrées dans la Figure 2-7, où la pile atteint sa hauteur maximale et présente la pente la plus raide.

Les analyses de stabilité des pentes ont été réalisées à l'aide du logiciel SLOPE/W version 2023.1.2, un logiciel d'équilibre limite bidimensionnel développé par Geo-Slope International Limited.

La méthode Morgenstern-Price a été utilisée pour identifier les surfaces de rupture potentielle dans les pentes des piles et leurs fondations sous-jacentes. L'objectif principal de ces analyses était de déterminer les surfaces de rupture les plus critiques qui produiraient le facteur de sécurité (FoS) le plus conservateur. Le FoS est le rapport entre la résistance moyenne au cisaillement disponible (force de résistance) et la contrainte de cisaillement moyenne mobilisée (force motrice) le long d'une surface de rupture spécifique. Les sous-sections suivantes fournissent des détails sur la géométrie des piles, les propriétés des matériaux, les scénarios de chargement et la surface phréatique utilisés dans le modèle, ainsi qu'une discussion des résultats de l'analyse de stabilité.

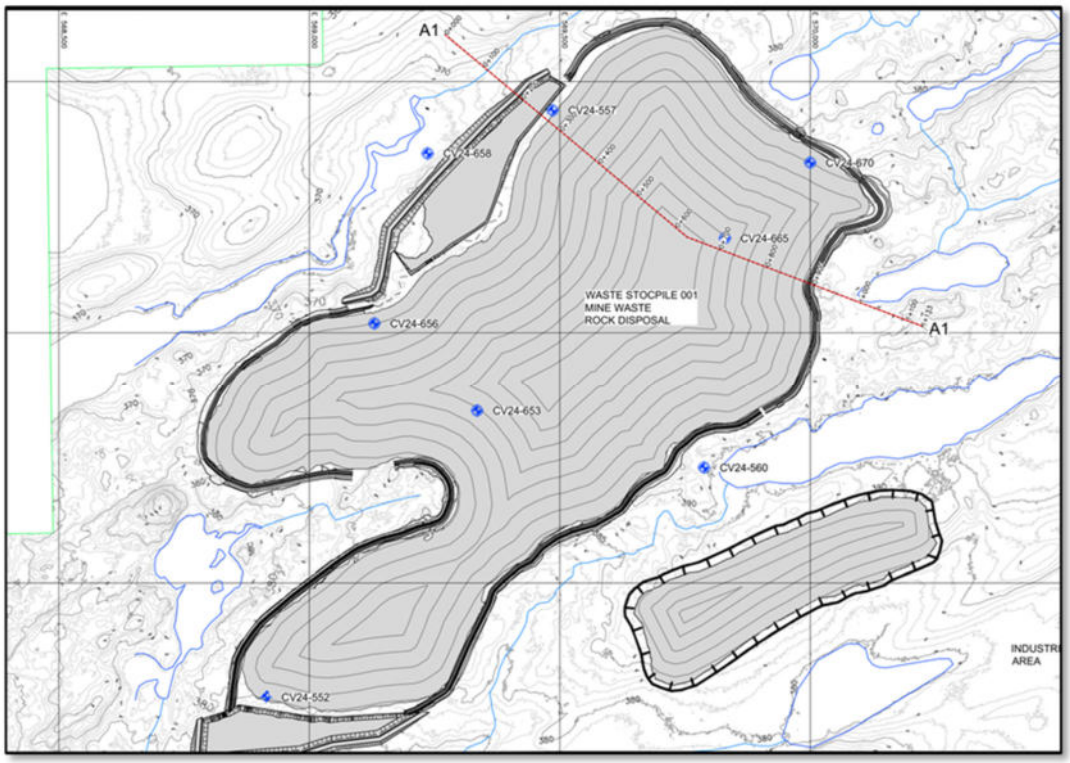


Figure 2-1 Disposition des sections critiques pour l'analyse de la stabilité des pentes – Stockage de stériles 001. Coupe transversale A1-A1

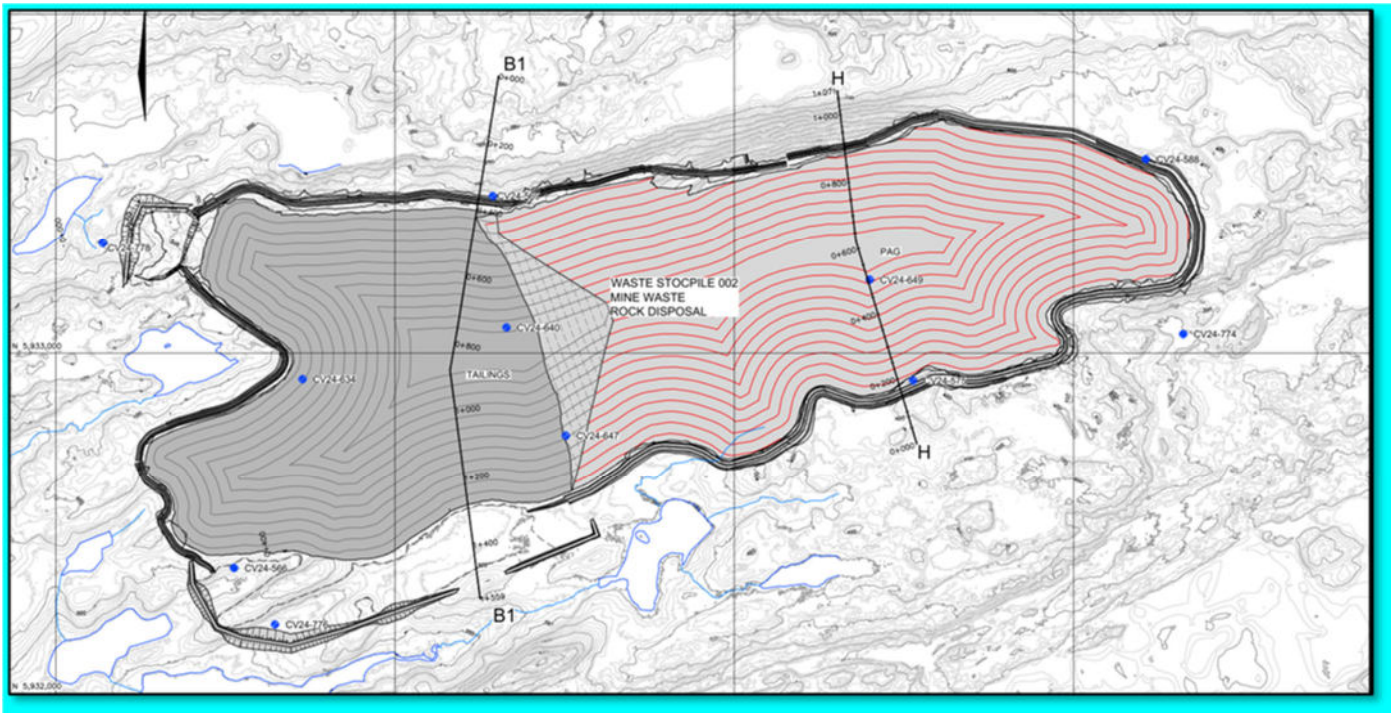


Figure 2-2 Disposition des sections critiques pour l'analyse de la stabilité des pentes – Pile de stériles 002. Coupe transversale H-H

2.1 Géométrie du modèle

La mine devrait produire un total de 154,1 millions de tonnes (Mt) de stériles. Ce volume comprend 73,1 Mt de stériles non acidogènes (NAG) et 81,0 Mt de stériles potentiellement acidogènes (PAG). Sur les 73,1 Mt de stériles NAG, 29,6 Mt seront stockées à ciel ouvert, tandis que le reste sera placé dans la pile 001, conçu pour accueillir un total de 43,5 Mt de stériles NAG.

Au cours des 22 années d'exploitation de la mine, la production prévue de résidus miniers est estimée à 71,1 Mt. Environ 54,0 Mt de ces résidus seront éliminés en surface, tandis que les 17,1 Mt restantes seront utilisées pour le remblayage en pâte. La pile 002 est destiné à stocker 54,0 Mt de résidus miniers et 81,0 Mt de stériles PAG.

La pile 001 a une superficie de 80 hectares (ha) et une hauteur maximale d'environ 90 mètres (m). La pile 002, qui contient des roches PAG, couvre environ 126 ha (58 %), tandis que la partie de résidus couvre environ 91 ha (42 %), avec une hauteur maximale d'environ 120 m. Deux configurations ont été conçues pour les stockages 001 et 002, tant pour la phase d'exploitation que pour la phase de fermeture. Le profil des fondations a été intégré dans la géométrie du modèle sur la base des informations disponibles sur les forages.

Une description détaillée des modèles géométriques des piles 001 et 002 est fournie dans les sous-sections suivantes.

2.1.1 Piles de stériles (pile 001 et pile 002)

2.1.1.1 Phase opérationnelle

La géométrie type pour les phases opérationnelles des piles 001 et 002 est illustrée respectivement aux **Figure 2-3** et **Figure 2-4**. Pendant la phase opérationnelle, les piles de stériles sont conçues en couches de 10 m de haut, avec des pentes locales d'environ 1,5 horizontal (H) pour 1 vertical (V). Chaque palier mesure 15 m de large, et un palier sur trois mesure 22,5 m de large. Cette conception permet d'obtenir une pente externe globale de 3,25 horizontal (H) pour 1 vertical (V).

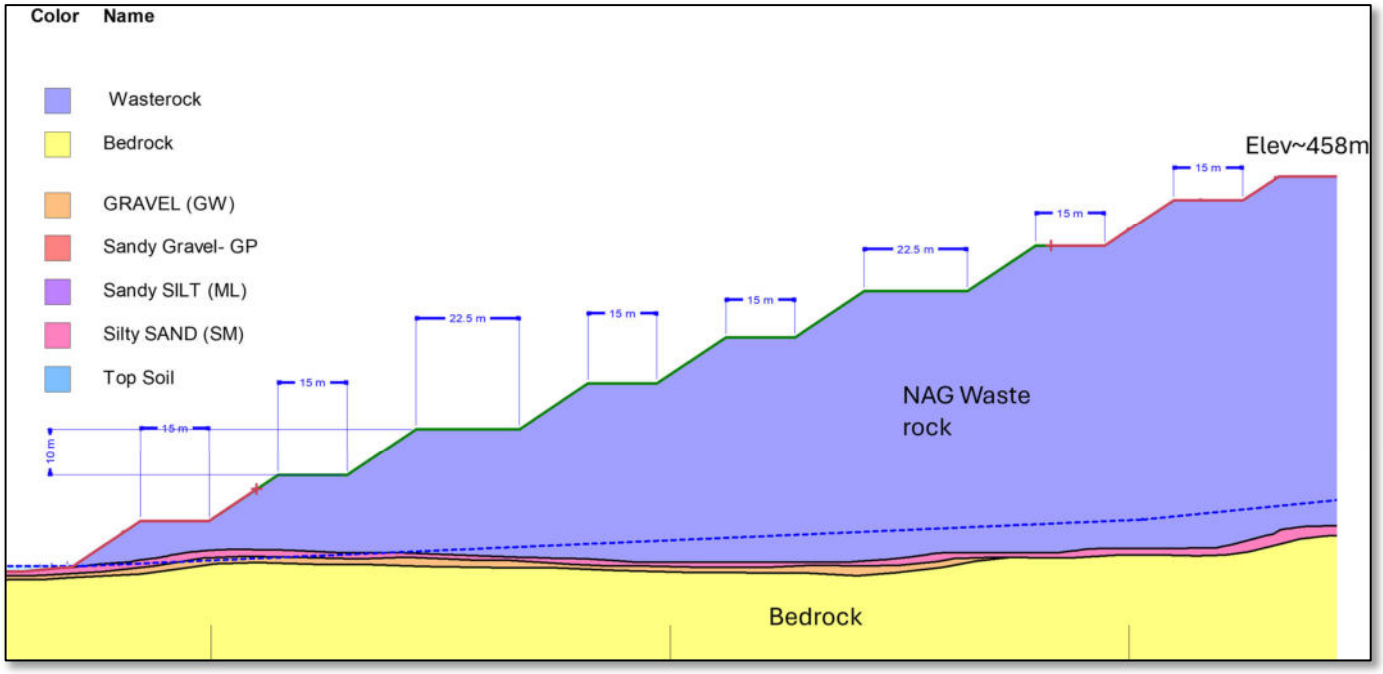


Figure 2-3 Section A1-A1 de la pile de stériles (NAG) (pile 001) pour la phase d'exploitation

Le bassin de la pile 002 est recouvert d'une géomembrane LLDPE double texture de 1,5 mm. Un géotextile de rembourrage est placé sur cette géomembrane, suivi d'une couche de rembourrage protectrice d'une épaisseur de 1 m. En revanche, la pile 001 ne comporte pas de revêtement intégré à sa géométrie.

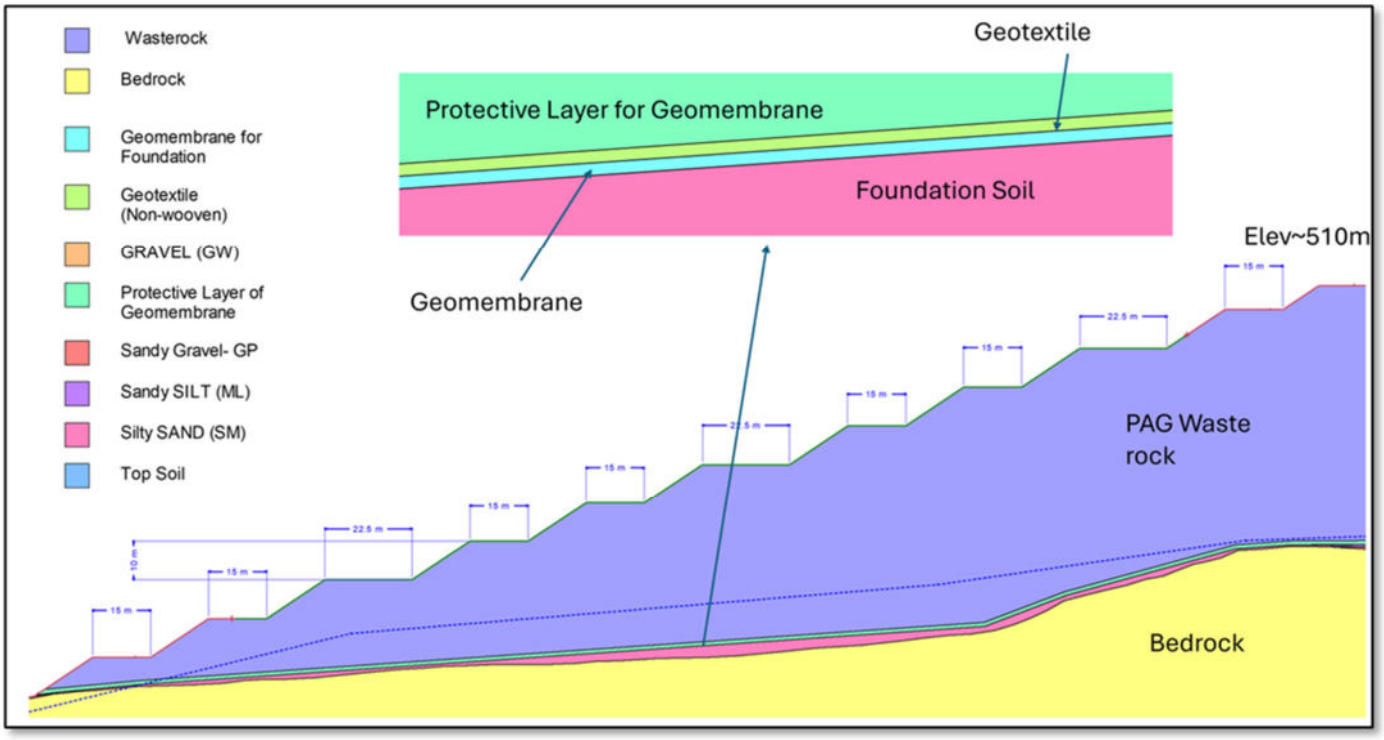


Figure 2-4 Section H-H de la pile de stériles (PAG) (pile 002) pour la phase d'exploitation

2.1.1.2 Fermeture

La géométrie type pour les phases de fermeture des stockages 001 et 002 est illustrée dans la **Figure 2-5** et la **Figure 2-6.** Pendant la phase de fermeture, les paliers sont conçus avec une pente locale de 3:1 (horizontale à verticale) afin de favoriser une gestion efficace de l'eau. Chaque palier mesure 7,5 m de large.

Pour la pile 001, la conception de la fermeture consiste en une couche de 30 cm d'épaisseur de pierre concassée, recouverte d'une couche de 20 cm de terre végétale pour soutenir l'ensemencement hydraulique (**Figure 2-5Erreur ! Source du renvoi introuvable.**).

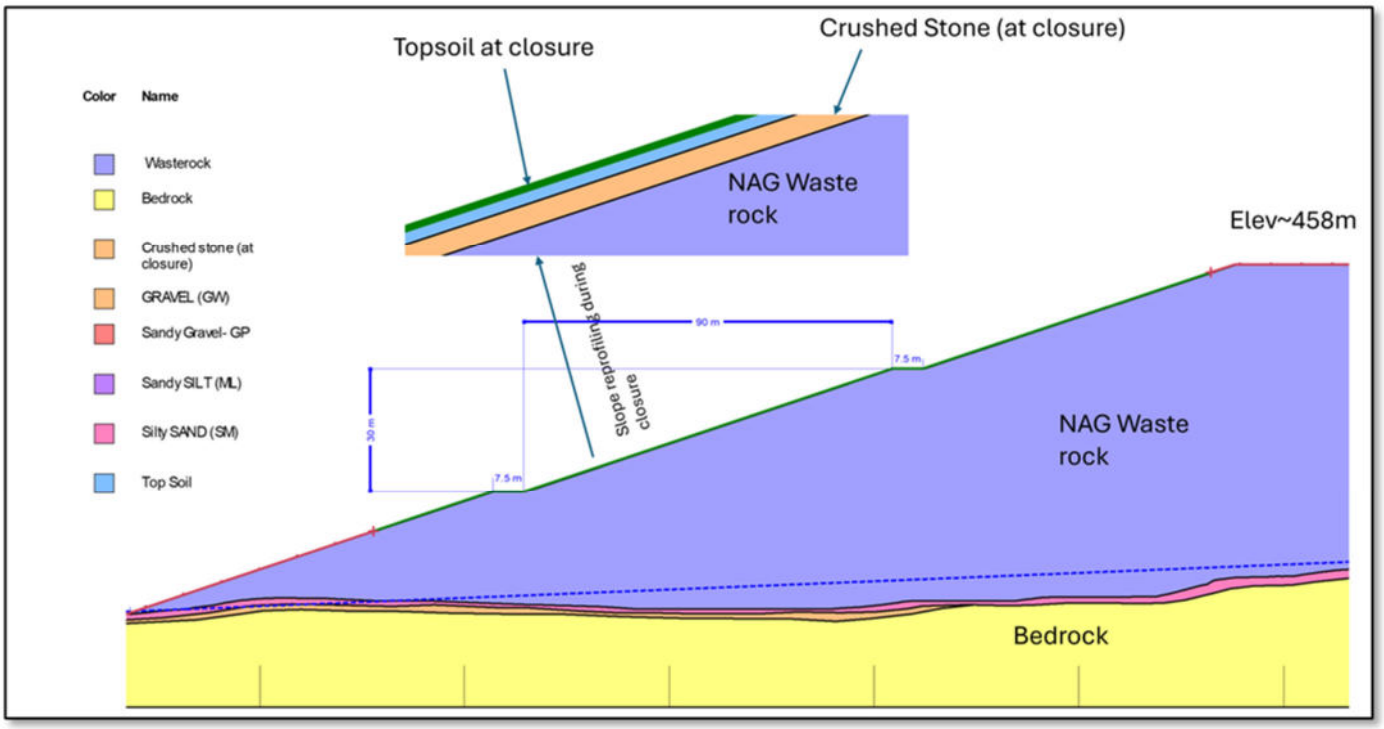


Figure 2-5 Section A1-A1 de la pile de stériles (NAG) (pile 001) pour la fermeture

En revanche, le modèle de fermeture de la pile 002 consiste en une couche de 30 cm d'épaisseur de pierre concassée sur la pente, suivie d'une couche de sable de 15 cm d'épaisseur (empruntée à la couche de recouvrement) pour soutenir la géomembrane. Au-dessus de cette couche, une géomembrane en PEHD double texture de 1,5 mm est incorporée. Un géonet est ensuite placé au-dessus de la géomembrane, servant de couche de drainage. De plus, une autre couche de sable de 20 cm d'épaisseur empruntée à la couverture est appliquée sur le géonet, qui est recouvert d'une couche de 20 cm de terre végétale pour faciliter l'ensemencement hydraulique (voir **Figure 2-6**). Cette conception garantit une reproduction fidèle de la structure de fermeture prévue.

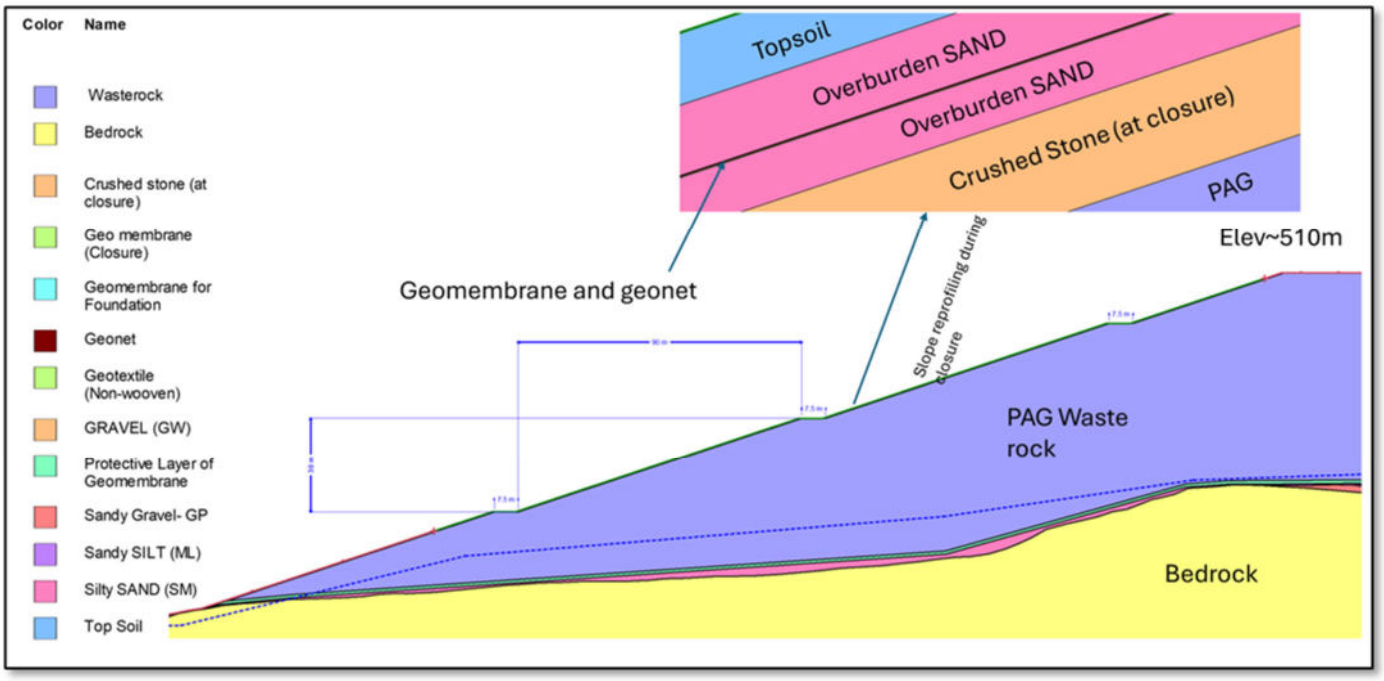


Figure 2-6 Section H-H de la pile de stériles (PAG) (pile 002) pour la fermeture

2.1.2 Pile de résidus (pile 002)

2.1.2.1 Exploitation

La géométrie type de la partie résidus de la pile 002 est illustrée dans la **Figure 2-7**. La pile de résidus présente une pente externe globale de 3,25 horizontal pour 1 vertical (3,25 H : 1 V) et comprend des paliers intermédiaires de 7,5 m de large, espacées tous les 30 m d'élévation (voir **Figure 2-7**). Le bassin est recouvert d'une géomembrane en polyéthylène linéaire à basse densité (LLDPE) double texture de 1,5 mm. Un géotextile de rembourrage est placé sur la géomembrane, et les résidus sont modélisés directement au-dessus de cette couche.

De plus, le remblai de départ a été intégré au modèle afin de permettre l'accès des véhicules au pied de l'installation de résidus à des fins d'inspection. Ce remblai de départ sera construit à l'aide de stériles à faible risque. Il aura une hauteur de 3 m et une largeur de crête de 5 m, comme le montre la **Figure 2-7** .

2.1.2.2 Fermeture

Par rapport aux stériles de la pile 002, le modèle de fermeture des résidus ne nécessite pas de couche de pierre concassée de 30 cm d'épaisseur sur la pente. Une géomembrane en PEHD à double texture de 1,5 mm est intégrée au modèle directement au-dessus des résidus (voir **Figure 2-7**). Un géonet est ensuite placé au-dessus de la géomembrane, agissant comme une couche de drainage. De plus, une couche de matériaux granulaires de 20 cm d'épaisseur est placée sur la géomembrane, recouverte d'une autre couche de 20 cm de terre végétale pour faciliter l'ensemencement hydraulique. Cette configuration dans le modèle reflète fidèlement la structure prévue pour la fermeture.

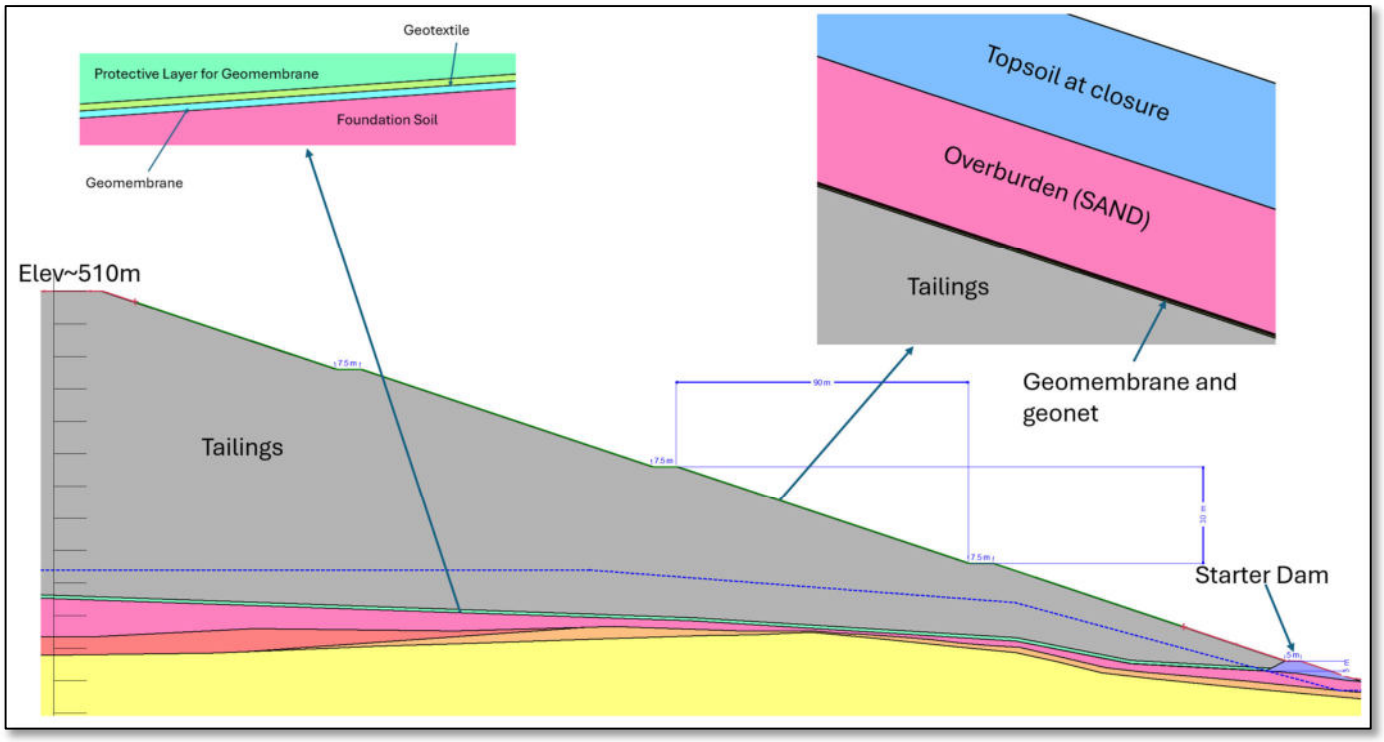


Figure 2-7 Section B1-B1 de la pile de résidus pour l'exploitation et la fermeture

2.2 Scénarios de chargement et FoS minimum

Des analyses de stabilité ont été effectuées dans des conditions statiques et pseudo-statiques pour les trois sections critiques mentionnées précédemment. Il est important de noter que le coefficient de sécurité (FoS) pour les piles classés comme non liquéfiables n'est pas abordé par la CDA (2019). Toutefois, le CDA (2019) indique que si les résidus sont non liquéfiables et ne peuvent s'écouler, l'installation peut être considérée comme une zone d'élimination des déchets similaire à une zone d'élimination des morts-terrains. Il existe des directives de conception pour les décharges et les zones d'élimination des morts-terrains, qui seraient applicables dans ce cas.
Sur la base de ces directives, les valeurs FoS ont été déterminées conformément à la réglementation québécoise (MRNF, 2024) pour les terrils et les piles de morts-terrains. Il convient de noter que les directives du MRNF (2024) sont identiques à celles suggérées par le BCMWRPRC (1991a) et Hawley et Cunning (2017). Les FoS minimaux requis pour les résidus miniers et les terrils de stériles sont présentés dans le **Tableau 2-1**. Les raisons qui ont motivé le choix des conditions de chargement sont expliquées dans les sous-sections suivantes.

Tableau 2-1 Facteurs de sécurité minimaux pour la pile 001 et la pile 002 (MRNF, 2024 ; BCMWRPRC, 1991a et Hawley et Cunning, 2017)

Condition	Facteurs de sécurité minimaux (MRNF, 2024)	
Classification des conséquences (CDA, 2019)	Faible à considérable	Élevé à extrême
Stabilité locale (chaque palier)		
Statique (condition non drainée)	1,0	1,1
Statique (condition drainée)	1,2	
Stabilité globale (ensemble du contenu)		
Statique (condition non drainée)	1.3	1,5
Statique à long terme	1,5	
Pseudo-statique	1,1	1,3

2.2.1 Drainé

La condition de charge drainée reflète la stabilité à long terme et utilise les résistances au cisaillement sous contrainte effective pour tous les matériaux dans le modèle de stabilité des pentes. Un coefficient de sécurité (FOS) minimal cible de 1,5 a été adopté pour les conditions statiques à long terme, sur la base du Tableau 2-1.

2.2.2 Non drainé

La charge non drainée se caractérise généralement par une charge rapide et à court terme. Contrairement aux conditions de charge drainée, la charge non drainée peut entraîner des pressions interstitielles excédentaires positives, en particulier dans les sols contractifs. Le facteur de sécurité (FOS) minimal visé pour les analyses de stabilité à l'équilibre limite non drainé est de 1,3 pour les risques faibles à importants et de 1,5 pour les risques élevés à extrêmes. Cependant, les résidus miniers analysés en laboratoire sont à grains grossiers (AtkinsRéalis, 2025b), ce qui signifie qu'ils peuvent être classés comme drainants. De même, les piles potentiellement génératrices d'acide (PAG) et non génératrices d'acide (NAG) sont également drainants.

On suppose que toutes les matières organiques, la terre végétale et l'argile susceptibles de générer une pression interstitielle due à une charge rapide seront retirées de l'empreinte des piles. Par conséquent, les conditions de charge non drainées n'ont pas été prises en compte dans cette étude.

2.2.3 Sismicité

Cette étude n'a pas inclus d'analyses post-séisme, qui évaluent généralement les résistances résiduelles au cisaillement des matériaux de fondation susceptibles de s'être liquéfiés. Cette décision a été prise sur la base d'études de forage indiquant que les matériaux de fondation ne devraient pas subir de liquéfaction. Cependant, pendant la phase de conception détaillée, des études géotechniques supplémentaires seront nécessaires pour déterminer si des couches épaisses et faibles sous les zones occupées par les piles pourraient présenter un risque de liquéfaction.

Les résidus seront compactés à 95 % de la densité sèche maximale standard Proctor, ce qui les rend non liquéfiables. Par conséquent, la résistance résiduelle n'est pas prise en compte dans cette étude. La CDA (2019) précise également qu'une installation de résidus sans eau stagnante (telle qu'un empilement à sec) peut être conçue conformément aux lignes directrices relatives aux décharges et aux piles de morts-terrains, à condition que les matériaux empilés à sec ne soient pas liquéfiables et ne puissent pas s'écouler. Par conséquent, aucune analyse post-sismique n'a été effectuée pour les matériaux stockés.

Une analyse pseudo-statique a été réalisée afin d'évaluer la stabilité dynamique des deux parcs de stockage. Tout parc de stockage à sec conçu selon la norme GISTM doit répondre aux critères de conception correspondant à la classification des conséquences extrêmes pour les conditions post-fermeture. Le site est classé dans la catégorie D, avec un coefficient d'accélération sismique horizontale (K_h) de 0,1 g (50 % de la PGA pour un événement survenant une fois tous les 10 000 ans [extrême], extrapolé à partir du NBCC [2020]) utilisé dans l'analyse pseudo-statique. Toutefois, une évaluation des risques sismiques spécifiques au site est recommandée dans la prochaine phase de l'étude.

2.3 Propriétés des matériaux

Les paramètres de densité et de résistance des matériaux utilisés dans les analyses de stabilité ont été dérivés par AtkinsRéalis, sur la base des études géotechniques menées par BBA (BBA, 2024) et des essais en laboratoire sur les résidus miniers réalisés au laboratoire WSP (AtkinsRéalis, 2025b). Lorsque les données issues des essais sur le terrain ou en laboratoire n'étaient pas disponibles, des hypothèses ont été formulées sur la base de l'expérience d'AtkinsRéalis avec des matériaux similaires. Le **Tableau 2-2** résume les paramètres et les modèles des matériaux utilisés dans cette étude. Une description détaillée des propriétés de ces matériaux est fournie dans les sous-sections suivantes.

Tableau 2-2 : Paramètres géotechniques des matériaux – Piles 001 et 002

Description	γ (kN/m³)	C' (kPa)	Φ' (°)	Modèle de stabilité des pentes
Matières organiques/couche arable	14	0	18	Mohr-Coulomb
ML - Limon/limon sableux/limon avec gravier	18,5	0	31	Mohr-Coulomb
SM - Sable limoneux/Sable limoneux avec gravier	19,0	0	34	Mohr-Coulomb
GM - Gravier limoneux avec sable/gravier avec limon et sable	20,0	0	38	Mohr-Coulomb
GW - Gravier	20,5	0	39	Mohr-Coulomb
Résidus	18	0	37	Mohr-Coulomb
Roche stérile	20	0	38	Mohr-Coulomb
Géomembrane LLDPE double texture de 1,5 mm (couche de base)	9	3,15	30,1	Mohr-Coulomb
Géotextile non tissé (couche de base)	1	3,15	30,1	Mohr-Coulomb
Géomembrane HDPE de 1,5 mm (couverture)	9	0,65	17,8	Mohr-Coulomb
Geonet (Couverture)	9	0,65	17,8	Mohr-Coulomb
Couche protectrice en géomembrane/géotextile	19	0	34	Mohr-Coulomb
Pierre concassée (à la fermeture)	19	0	38	Mohr-Coulomb
Roche mère	Impénétrable			

2.3.1 Fondations

BBA Engineering Ltd. (BBA) a mené une étude géotechnique afin d'évaluer les conditions du sous-sol aux emplacements proposés pour les piles (BBA, 2024). BBA (2024) a réalisé au total soixante et un (61) forages pour des essais sur le terrain (essais SPT) et des analyses en laboratoire sur l'ensemble du site. Parmi ces forages, onze (11) sont situés dans le site de stockage 001 et huit (8) dans le site de stockage 002. Ces forages ont pour but de déterminer la stratigraphie et d'évaluer les propriétés du sol de fondation. Les échantillons de sol sélectionnés ont été analysés au laboratoire Englobe à Montréal, où des essais ont été effectués pour évaluer la distribution

granulométrique, la teneur en eau, la densité et la résistance à la compression uniaxiale (UCS). De plus, des évaluations du module d'élasticité et du coefficient de Poisson ont été réalisées. AtkinsRéalis a analysé les diagraphies des forages réalisées par BBA, ainsi que les données des essais en laboratoire issus de cette étude, afin d'élaborer des profils de sol pour le site conformément au système de classification unifiée des sols (USCS) et aux normes ASTM D2487-17 (AtkinsRéalis, 2025a). AtkinsRéalis a interprété les « valeurs N » obtenues à partir du test de pénétration standard (SPT) de BBA afin de fournir des recommandations sur les propriétés matérielles des unités de sol classées.

D'après les interprétations d'AtkinsRéalis, les fondations sous les empreintes des piles 001 et 002 sont constituées de matériaux organiques, suivis d'un type de sol classé ML - Limon/limon sableux/limon avec gravier. Sous la couche ML, un type de sable limoneux/sable limoneux avec gravier (SM) a été identifiée. Sous cette couche SM se trouve un type de gravier limoneux avec sable/gravier avec limon et sable (GM), suivie d'un type de gravier (y compris des galets) (GW), qui est située au-dessus du substrat rocheux. Les angles de frottement estimés à 31º, 34º, 38º et 39º, ainsi que les poids unitaires de 18,5, 19,0, 20,0 et 20,5 kN/m³, ont été dérivés de l'analyse des « valeurs N » SPT pour ML, SM, GM et GW, respectivement, et ont été utilisés dans le modèle.

2.3.2 Résidus

Les résidus destinés à être éliminés en surface sont constitués d'un mélange comprenant des flottants et des grains grossiers primaires séparés par DMS, des grains grossiers secondaires séparés par DMS, des flottants et des grains fins DMS, des flottants et des grains ultrafins séparés par DMS, des flottants DMS rebroyés, des mags séparés par DMS et des gâteaux de filtration à bande. Les essais en laboratoire de ce mélange de résidus indiquent une distribution granulométrique avec un D_{80} de 7,68 mm et 2,9 % du matériau étant plus fin que 75 microns (AtkinsRéalis, 2025b).

L'analyse en laboratoire a également déterminé une densité sèche maximale Proctor standard de 1 958 kg/m³ et une teneur en humidité optimale de 11,7 % (Ww/Ws). Par conséquent, un poids unitaire de 95 % de la densité Proctor standard (1 860 kg/m³ ou 18,2 kN/m³) a été utilisé dans le modèle.

Sur la base des interprétations des essais CIU (ASTM D4767), un angle de frottement effectif a été estimé à partir du modèle pour des conditions de charge drainées. Un angle de frottement effectif de 42° a été estimé à partir des essais CIU pour des conditions de charge drainées. Pour plus de détails, veuillez vous référer à AtkinsRéalis, 2025b. Cependant, il est essentiel de noter que cet essai a été réalisé dans un environnement de laboratoire contrôlé, qui ne peut pas être reproduit sur le terrain. Par conséquent, par mesure de prudence, un angle de frottement de 37° a été utilisé dans l'analyse du modèle de stabilité.

2.3.3 Roche stérile

Il n'existe aucune donnée de laboratoire disponible pour les stériles. Un angle de frottement effectif de 38° et un poids unitaire de 20 kN/m³ ont été attribués au modèle sur la base de l'expérience antérieure d'AtkinsRéalis avec des matériaux similaires, en adoptant une approche prudente.

2.3.4 Géomembrane et géotextile

Comme indiqué à la section 2.1.2.1, le bassin de la pile 002 est recouvert d'une géomembrane sur laquelle est posé un coussin de géotextile non tissé, qui a été intégré à la géométrie du modèle. L'interface entre le géotextile et la géomembrane est essentielle pour garantir la stabilité des pentes. Pour résoudre ce problème, une série d'analyses de stabilité a été réalisée en utilisant différentes combinaisons de types de géomembranes et de géotextiles sur une surface de glissement entièrement définie. L'étude a démontré que la combinaison d'une géomembrane LLDPE

double texture de 1,5 mm (60 mil) et d'un géotextile non tissé offrait le coefficient de sécurité (FoS) le plus élevé. Cette combinaison a donc été retenue pour la conception.

Le LLDPE a été modélisé comme drainé, avec un angle de frottement effectif de 30,1 degrés et un poids unitaire de 9 kN/m³. Parallèlement, le géotextile non tissé a également été modélisé en attribuant un poids unitaire de 1 kN/m³ pour chaque condition de charge. Ces paramètres de modélisation ont été repris de la base de données d'AtkinsRéalis et sont basés sur les spécifications de divers fournisseurs.

2.3.5 Roche

Les surfaces de rupture de la pente ne sont pas censées traverser le substrat rocheux. Par conséquent, le substrat rocheux est modélisé comme impénétrable et aucun paramètre de modèle n'a été attribué.

2.4 Hypothèse relative à la nappe phréatique

Le modèle a attribué une surface phréatique conservatrice basée sur un modèle en régime permanent où la nappe phréatique s'abaisse au niveau des drains périphériques sous le terrain naturel.

2.5 Résultats de l'analyse de stabilité

Les conditions de charge drainées et pseudo-statiques ont été évaluées pour les trois sections à la hauteur maximale de la pile. Les conditions de charge non drainées n'ont pas été évaluées, car on a supposé que l'eau pouvait s'écouler rapidement du sol. Les ruptures globales et locales ont été étudiées.
L'analyse a pris en compte la surface de rupture critique aux interfaces entre la géomembrane et les matériaux géotextiles. Il a été déterminé que l'interface entre la géomembrane LLDPE à double texture et le géotextile non tissé n'était pas une surface de rupture critique.

Les mécanismes de rupture circulaires et non circulaires ont été évalués. Le mécanisme de rupture prédominant, qui a donné lieu au FoS le plus faible, a été identifié comme non circulaire. Par conséquent, les résultats présentés dans cette note sont basés sur une rupture non circulaire.

Il existe une légère différence géométrique entre les phases d'exploitation et de fermeture du projet. Par exemple, le nombre de paliers dans les piles de stériles 001 et 002 est plus élevé pendant la phase d'exploitation que pendant la phase de fermeture. Bien que cette différence puisse avoir un impact mineur sur le coefficient de sécurité (FoS), elle n'est pas significative. Dans l'ensemble, le FoS pendant la phase d'exploitation est légèrement supérieur à celui de la phase de fermeture.

Le FoS de la pile 001 est légèrement supérieur à celui de la pile 002, ce qui peut s'expliquer par la hauteur et le poids inférieurs de la pile 001. Il en résulte un moment de glissement relativement plus faible par rapport au moment de résistance. De plus, le FoS de la pile de résidus est inférieur à celui de la pile de stériles, car les résidus ont généralement une résistance au cisaillement inférieure à celle des stériles.
Il existe de légères variations du FoS entre les défaillances locales sur les différents bancs, attribuées à l'orientation variable des lignes d'entrée-sortie et au positionnement des bancs. En général, les bancs situés à des altitudes plus élevées présentent un FoS plus élevé que ceux situés à des altitudes plus basses.

Comme le montre le **Tableau 2-3,** les configurations et optimisations proposées démontrent que le FoS de la pile 001 répond aux exigences minimales établies par le Règlement du Québec (MRNF, 2024) dans tous les scénarios de chargement, y compris les défaillances globales et locales.

Tableau 2-3 Analyse du facteur de sécurité de la stabilité des pentes

Pile	Phase	Section	Conditions de chargement	Exigence minimale du FoS	FoS	Référence	Type de défaillance
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (vidangé)	1,5	2,53	Figure A-1	Global
002	Opérationnel	H-H	Statique (vidangé)	1,5	2,31	Figure A-2	Global
002	Opérationnel	B1-B1	Statique (vidangé)	1,5	2,13	Figure A-3	Global
001	Opérationnel	A1-A1	Pseudo-statique	1,3	1,91	Figure A-4	Global
002	Opérationnel	H-H	Pseudo-statique	1,3	1,76	Figure A-5	Global
002	Opérationnel	B1-B1	Pseudo-statique	1,3	1,60	Figure A-6	Global
001	Fermeture	A1-A1	Statique (vidangé)	1,5	2,41	Figure A-7	Global
002	Fermeture	H-H	Statique (vidangé)	1,5	2,32	Figure A-8	Global
002	Fermeture	B1-B1	Statique (vidangé)	1,5	2,13	Figure A-9	Global
001	Fermeture	A1-A1	Pseudo-statique	1,3	1,84	Figure A-10	Global
002	Fermeture	H-H	Pseudo-statique	1,3	1,75	Figure A-11	Global
002	Fermeture	B1-B1	Pseudo-statique	1,3	1,60	Figure A-12	Global
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (vidangé)	1,2	1,80	Figure A-13	Local (banc 1)
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (vidangé)	1,2	1,30	Figure A-14	Local (banc 2)
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (vidangé)	1,2	1,22	Figure A-15	Local (banc 3)
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (vidangé)	1,2	1,27	Figure A-16	Local (banc 4)
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (vidangé)	1,2	1,26	Figure A-17	Local (banc 5)
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (vidangé)	1,2	1,2	Figure A-18	Local (banc 6)
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (drainé)	1,2	1,2	Figure A-19	Local (banc 7)
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (drainé)	1,2	1,38	Figure A-20	Local (banc 8)
001	Opérationnel	A1-A1	Statique (drainé)	1,2	1,24	Figure A-21	Local (banc 9)
001	Fermeture	A1-A1	Statique (drainé)	1,2	2,41	Figure A-22	Local (banc 1)

Pile	Phase	Section	Conditions de chargement	Exigence minimale du FoS	FoS	Référence	Type de défaillance
001	Fermeture	A1-A1	Statique (drainé)	1,2	2,33	Figure A-23	Local (banc 2)
001	Fermeture	A1-A1	Statique (drainé)	1,2	2,21	Figure A-24	Local (banc 3)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,63	Figure A-25	Local (banc 1)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,49	Figure A-26	Local (banc 2)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,31	Figure A-27	Local (banc 3)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,37	Figure A-28	Local (banc 4)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,36	Figure A-29	Local (banc 5)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,42	Figure A-30	Local (banc 6)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,37	Figure A-31	Local (banc 7)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,42	Figure A-32	Local (banc 8)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,46	Figure A-33	Local (banc 9)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,37	Figure A-34	Local (banc 10)
002	Opérationnel	H-H	Statique (drainé)	1,2	1,35	Figure A-35	Local (banc 11)
002	Fermeture	H-H	Statique (drainé)	1,2	2,43	Figure A-36	Local (banc 1)
002	Fermeture	H-H	Statique (drainé)	1,2	2,37	Figure A-37	Local (banc 2)
002	Fermeture	H-H	Statique (drainé)	1,2	2,44	Figure A-38	Local (banc 3)
002	Fermeture	H-H	Statique (drainé)	1,2	2,21	Figure A-39	Local (banc 4)
002	Opérationnel	B1-B1	Statique (drainé)	1,2	2,36	Figure A-40	Local (banc 1)
002	Opérationnel	B1-B1	Statique (drainé)	1,2	2,28	Figure A-41	Local (banc 2)
002	Opérationnel	B1-B1	Statique (drainé)	1,2	2,28	Figure A-42	Local (banc 3)
002	Opérationnel	B1-B1	Statique (drainé)	1,2	1,84	Figure A-43	Local (banc 4)
002	Fermeture	B1-B1	Statique (drainé)	1,2	2,33	Figure A-44	Local (banc 1)
002	Fermeture	B1-B1	Statique (drainé)	1,2	2,36	Figure A-45	Local (banc 2)

Pile	Phase	Section	Conditions de chargement	Exigence minimale du FoS	FoS	Référence	Type de défaillance
002	Fermeture	B1-B1	Statique (drainé)	1,2	2,29	Figure A-46	Local (banc 3)
002	Fermeture	B1-B1	Statique (drainé)	1,2	1,90	Figure A-47	Local (banc 4)

3 Conclusions

Une étude a été menée afin d'évaluer la stabilité des piles 001 et 002. Les conclusions suivantes peuvent être tirées de cette étude :

- Le facteur de sécurité (FoS) des deux piles 001 et 002 répond aux exigences minimales fixées par la réglementation québécoise (MRNF, 2024) dans différentes conditions de chargement, tant pour la phase d'exploitation que pour la phase de fermeture ;
- Les facteurs de sécurité les plus faibles identifiés se sont avérés non circulaires ;
- Le facteur de sécurité (FoS) de la pile 001 est légèrement supérieur à celui de la pile 002. Cela s'explique par la hauteur et le poids inférieurs de la pile 001 par rapport à la pile 002, ce qui se traduit par un moment de glissement relativement inférieur au moment de résistance ;
- Le FoS de la pile de résidus est inférieur à celui de la pile de stériles, car les résidus ont généralement une résistance au cisaillement inférieure à celle des stériles.
- Il existe certaines incertitudes concernant la résistance des fondations sous l'empreinte des stockages 001 et 002. Au cours de la phase de conception détaillée, des études géotechniques supplémentaires seront nécessaires pour déterminer si des couches épaisses et fragiles sous l'empreinte des stockages présentent un risque de liquéfaction. La conception devra être ajustée en conséquence sur la base de ces résultats.

4 Références

Atkins Realis, 2025a, Recommandations relatives aux fondations pour les infrastructures du site, numéro de document CASN-A-370-GT-MEM-0002

Atkins Realis, 2025 b, Analyse géotechnique en laboratoire des résidus, numéro de document CASN-A-370-GT-MEM-0003

BBA 2024. Projet Shaakichiuwaanaan, rapport technique, campagne géotechnique pour la phase 2 (factuelle), préliminaire, 7535009-020001-4G-ERA-0003-RAA

BCMWRPRC, 1991 b. Manuel d'exploitation et de surveillance – Lignes directrices provisoires. Piles de roches minières et de morts-terrains 2. Préparé par Klohn Leonoff Ltd, mai 1991.

CDA, 2019. Bulletin technique : Application des lignes directrices sur la sécurité des barrages aux barrages miniers, 2014 (édition 2019). Association canadienne des barrages

GlobalTailingsReview.org, 2020. Norme industrielle mondiale sur la gestion des résidus miniers (GISTM). https://globaltailingsreview.org/global-industry-standard/.

Hawley, M. et Cunning, J. (éditeurs), 2017. Lignes directrices pour la conception des décharges et des piles de déchets miniers. CSIRO Publishing.

MELCCFP, 2025. Directive 019 sur l'industrie minière, 13 février 2025. Ministère de l'Environnement, de la Lutte contre les changements climatiques, de la Faune et des Parcs, Gouvernement du Québec – 2025. [Consulté en français à l'adresse : https://www.environnement.gouv.qc.ca/milieu_ind/directive019/directive-019-2025.pdf].

MRNF, 2024. Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec, octobre 2024. Ministère des Ressources naturelles et des Forêts, Gouvernement du Québec – 2024. [Consulté en français à l'adresse : https://www.mern.gouv.qc.ca/wpcontent/uploads/GM_restauration_sites_miniers_MERN.pdf]

CNBC (2020). Outil d'évaluation des risques sismiques du Code national du bâtiment du Canada, 2020 Outil d'évaluation des risques sismiques du Code national du bâtiment du Canada

Annexe A
Résultats de l’analyse de stabilité

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	Sandy SILT (ML)	Mohr-Coulomb	18.5	0	31	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

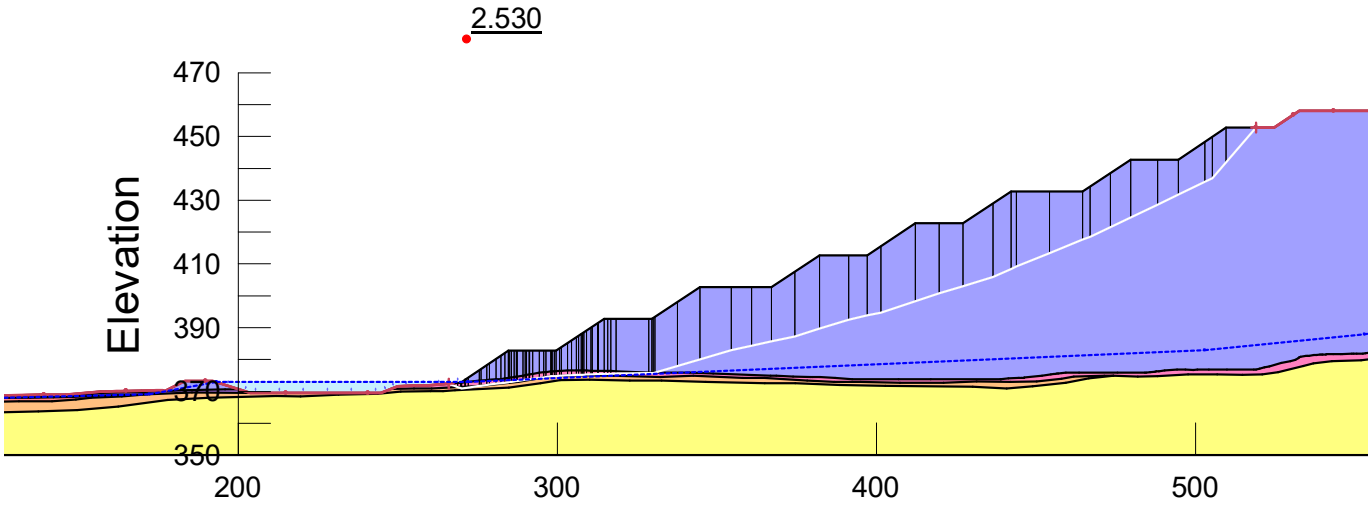


Figure A-1 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile 001 pour le NAG en phase opérationnelle

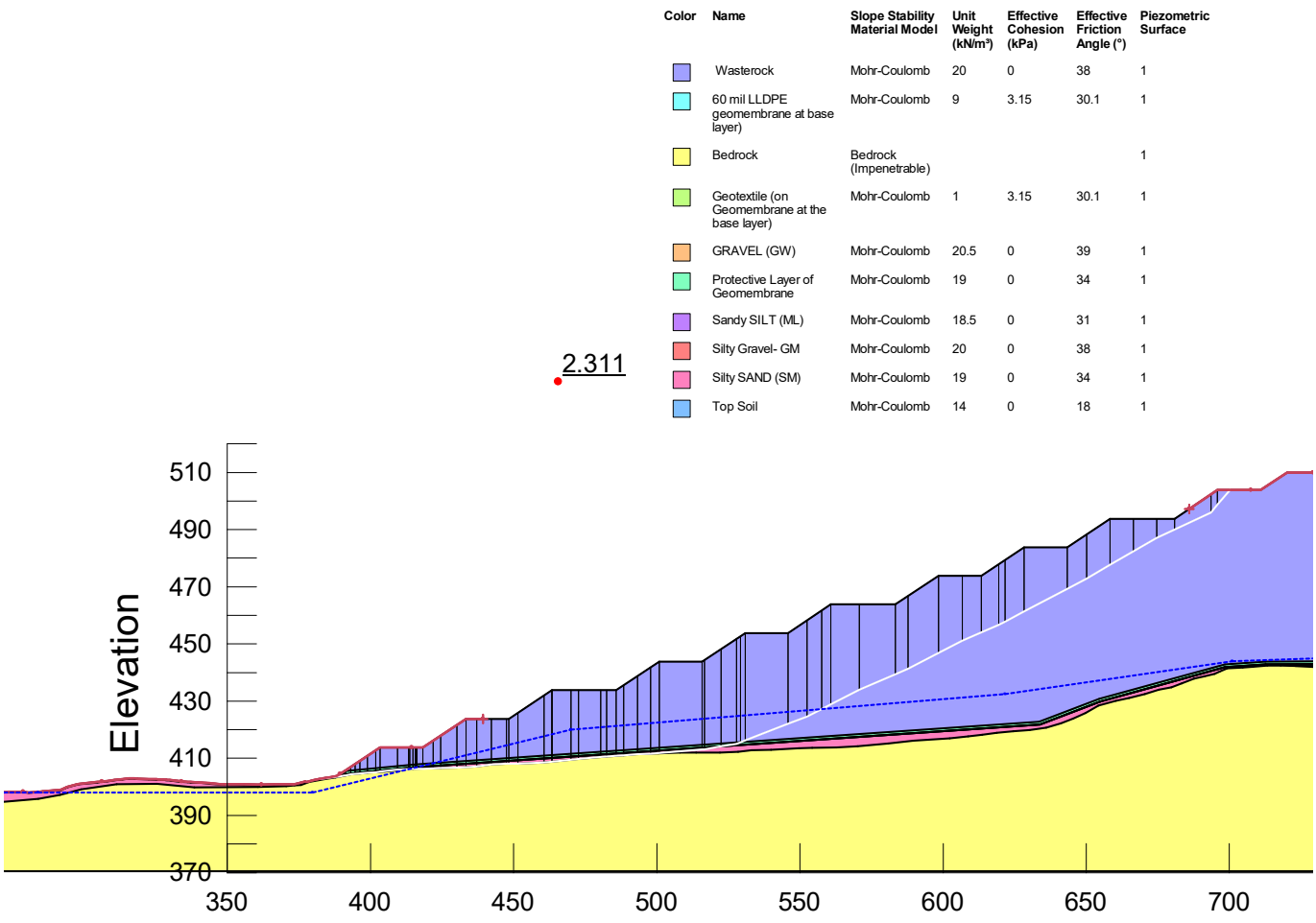


Figure A-2 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 002 pour le PAG en phase d'exploitation

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Tailings	Mohr-Coulomb	18	0	37	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

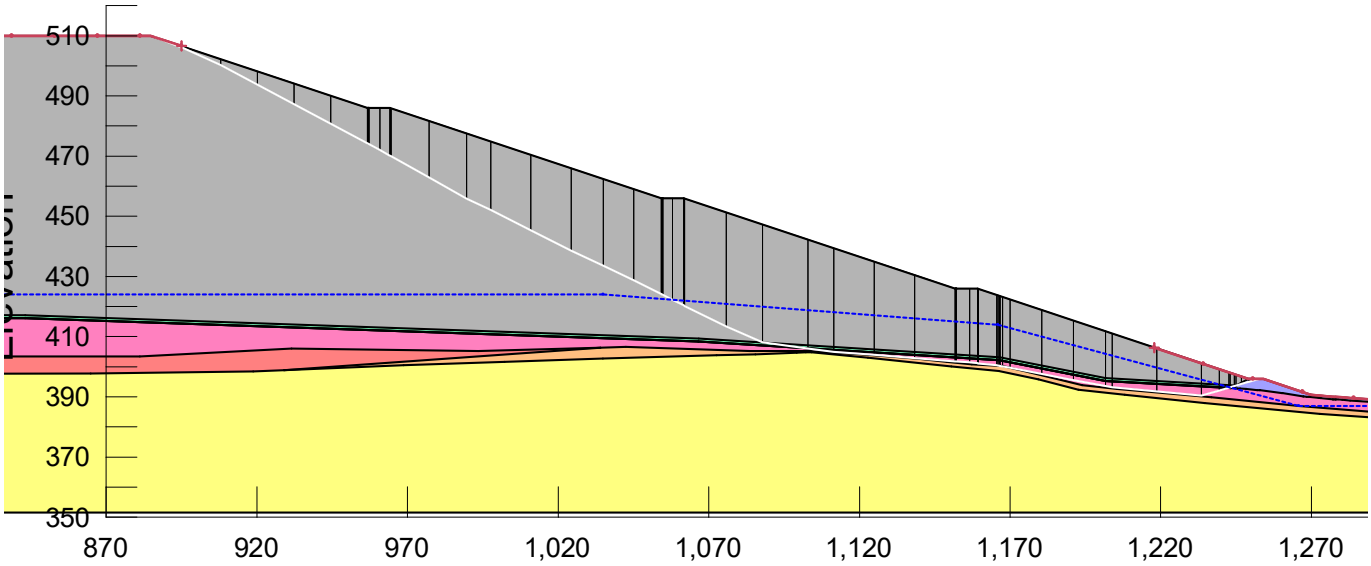


Figure A-3 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 002 pour les résidus miniers en phase d'exploitation

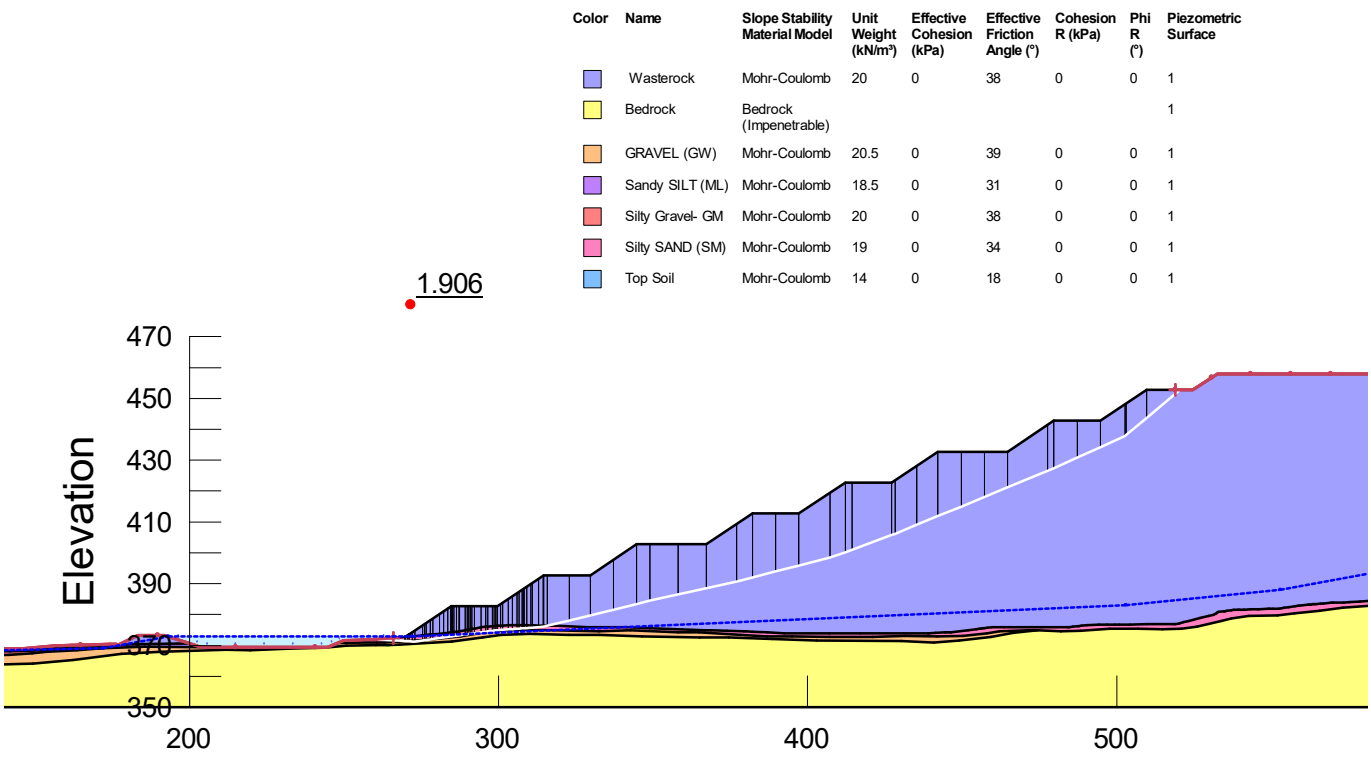


Figure A-4 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (pseudostatique) au niveau de la pile 001 pour le NAG en phase opérationnelle

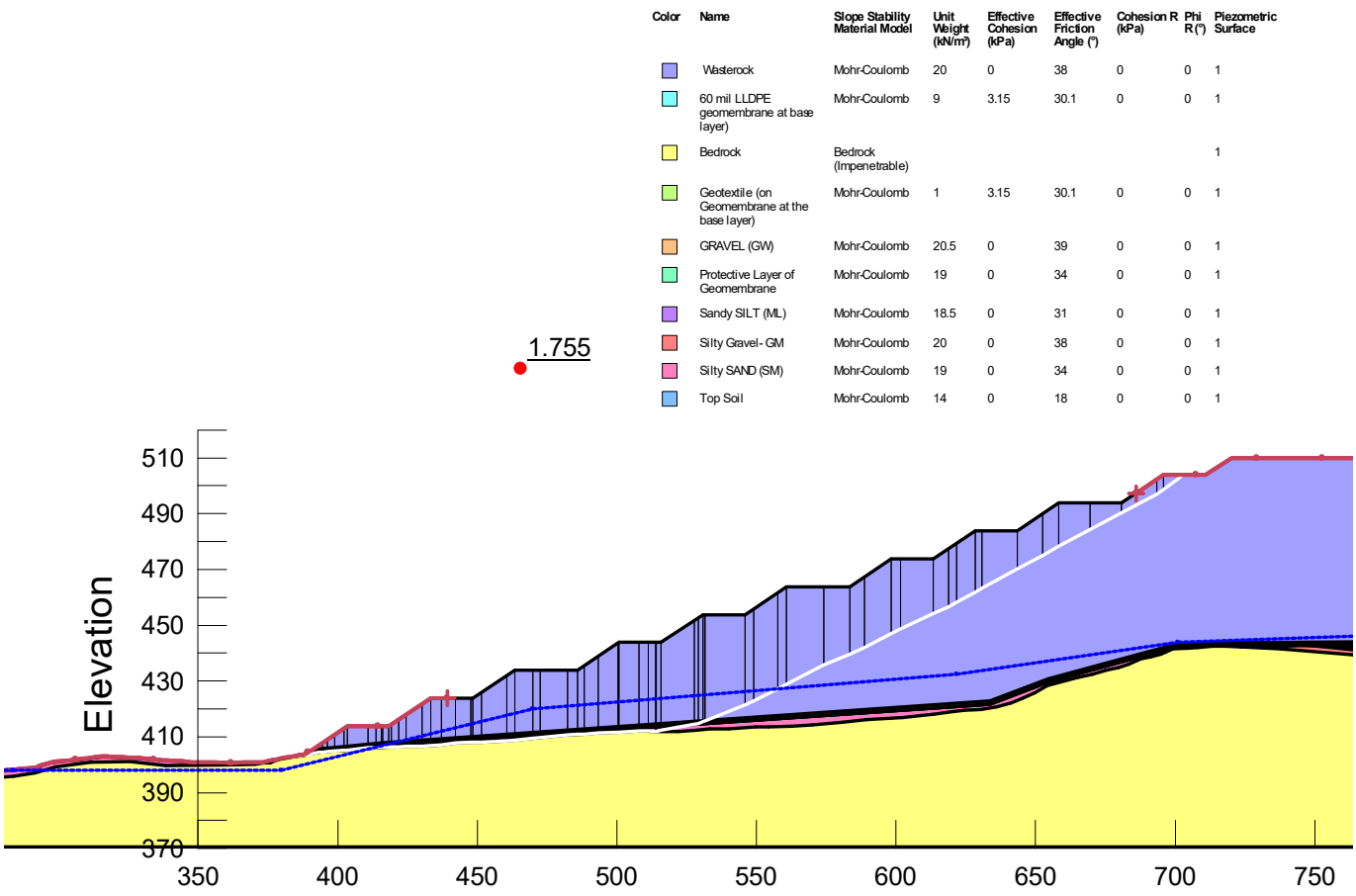


Figure A-5 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (pseudostatique) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Cohesion R (kPa)	Phi R (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	0	0	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	0	0	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)						1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	0	0	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	0	0	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	0	0	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	0	0	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	0	0	1
	Tailings	Mohr-Coulomb	18	0	37	0	0	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	0	0	1

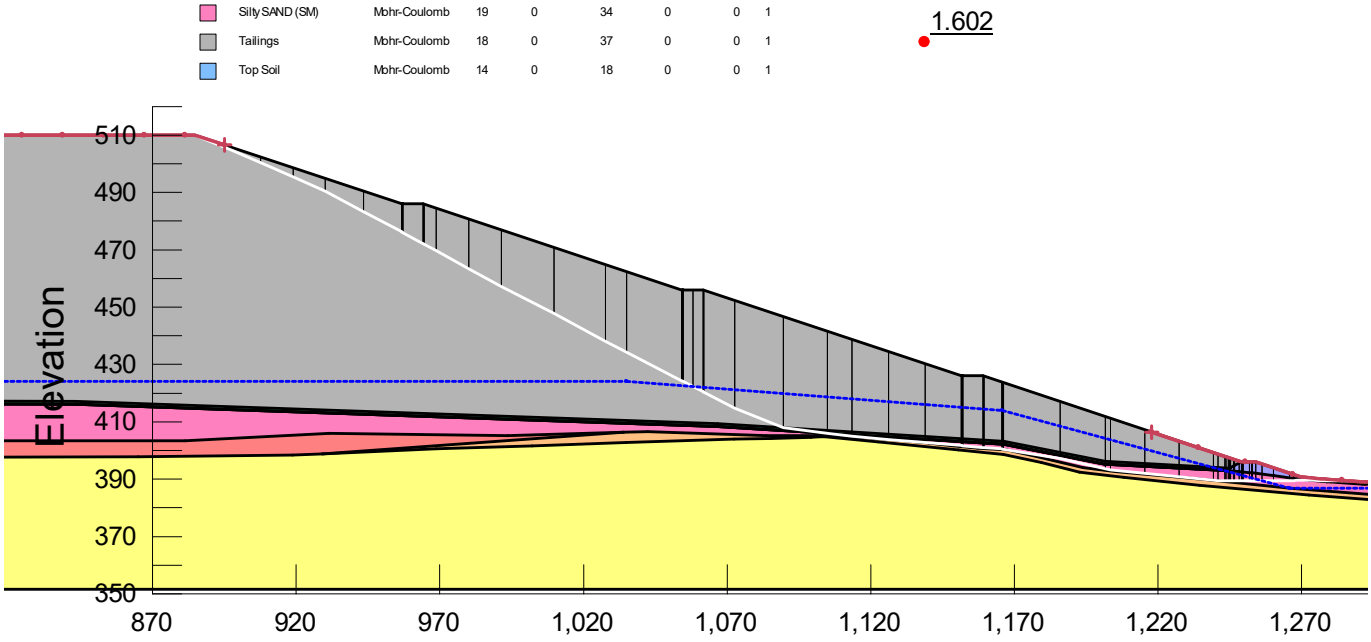


Figure A-6 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (pseudo-statique) à la pile de stockage 002 pour les résidus miniers en phase d'exploitation

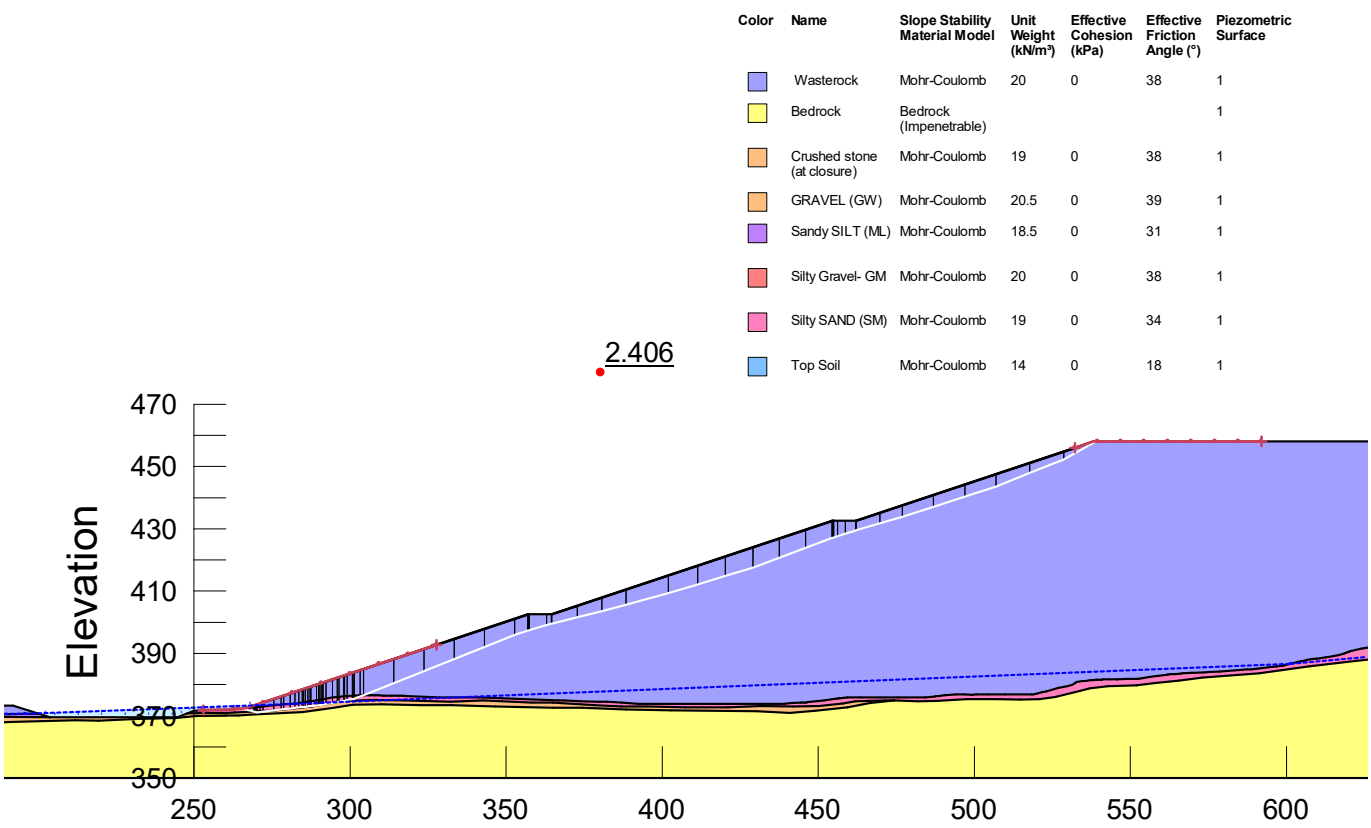


Figure A-7 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 001 pour le NAG à la fermeture

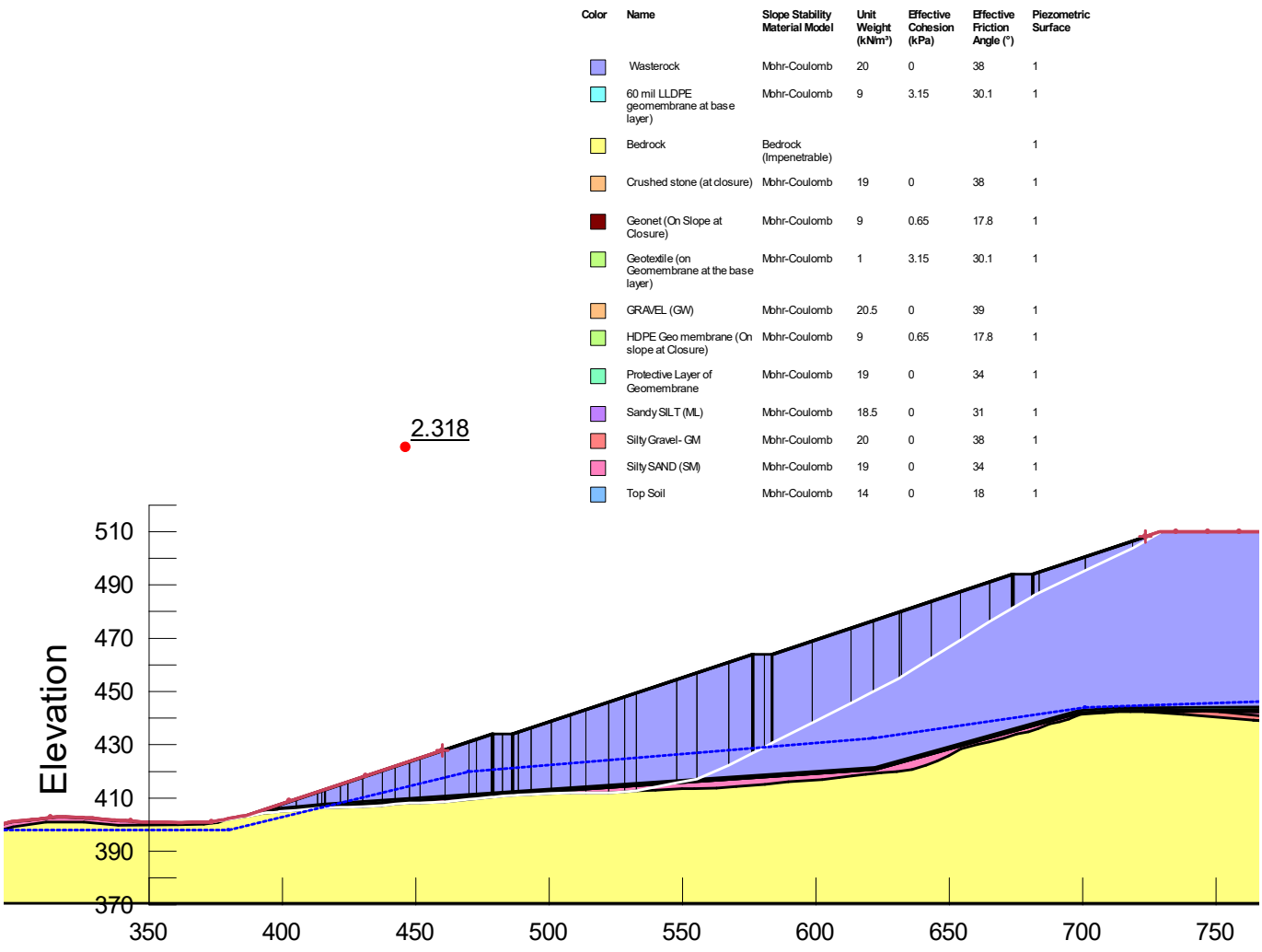


Figure A-8 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 002 pour le PAG à la fermeture

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	Geonet (On Slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	HDPE Geo membrane (On slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Tailings	Mohr-Coulomb	18	0	37	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

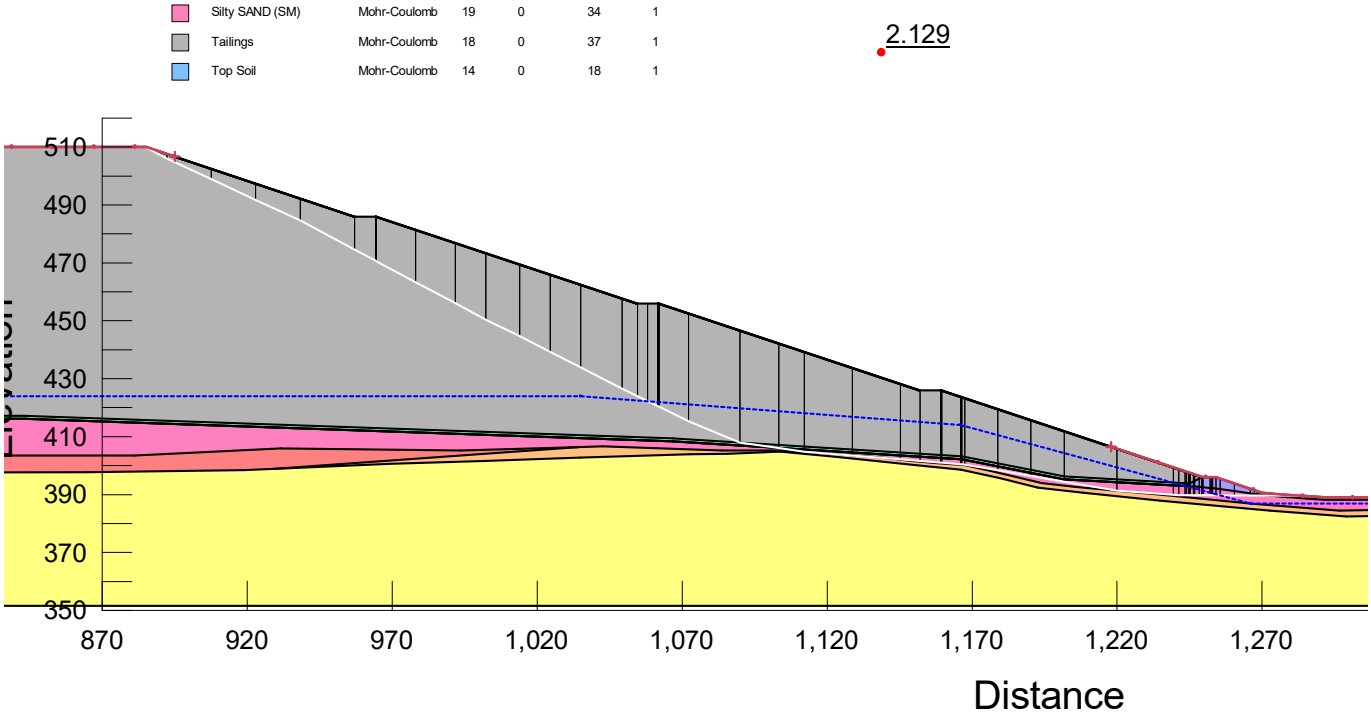


Figure A-9 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 002 pour les résidus à la fermeture

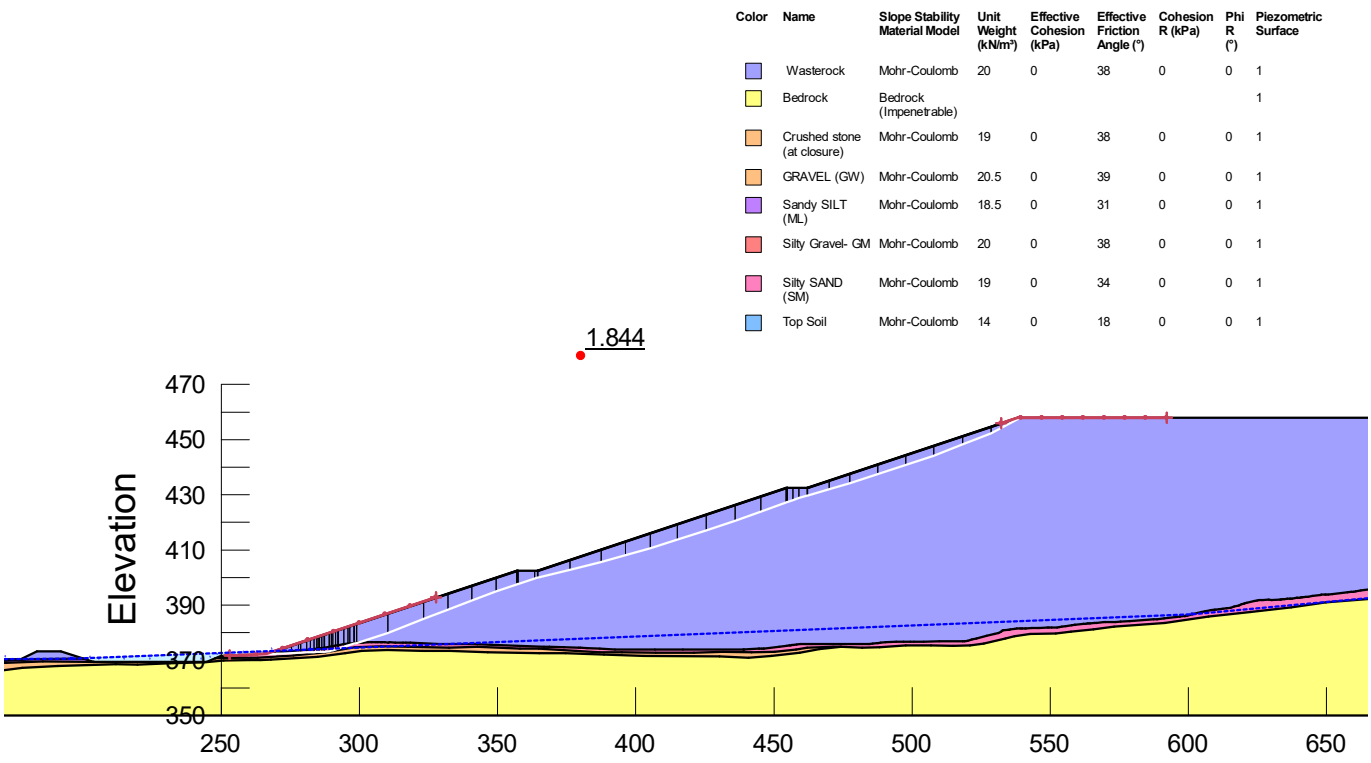


Figure A-10 Résultats de stabilité pour l'analyse pseudostatique à la pile de stockage 001 pour le NAG à la fermeture

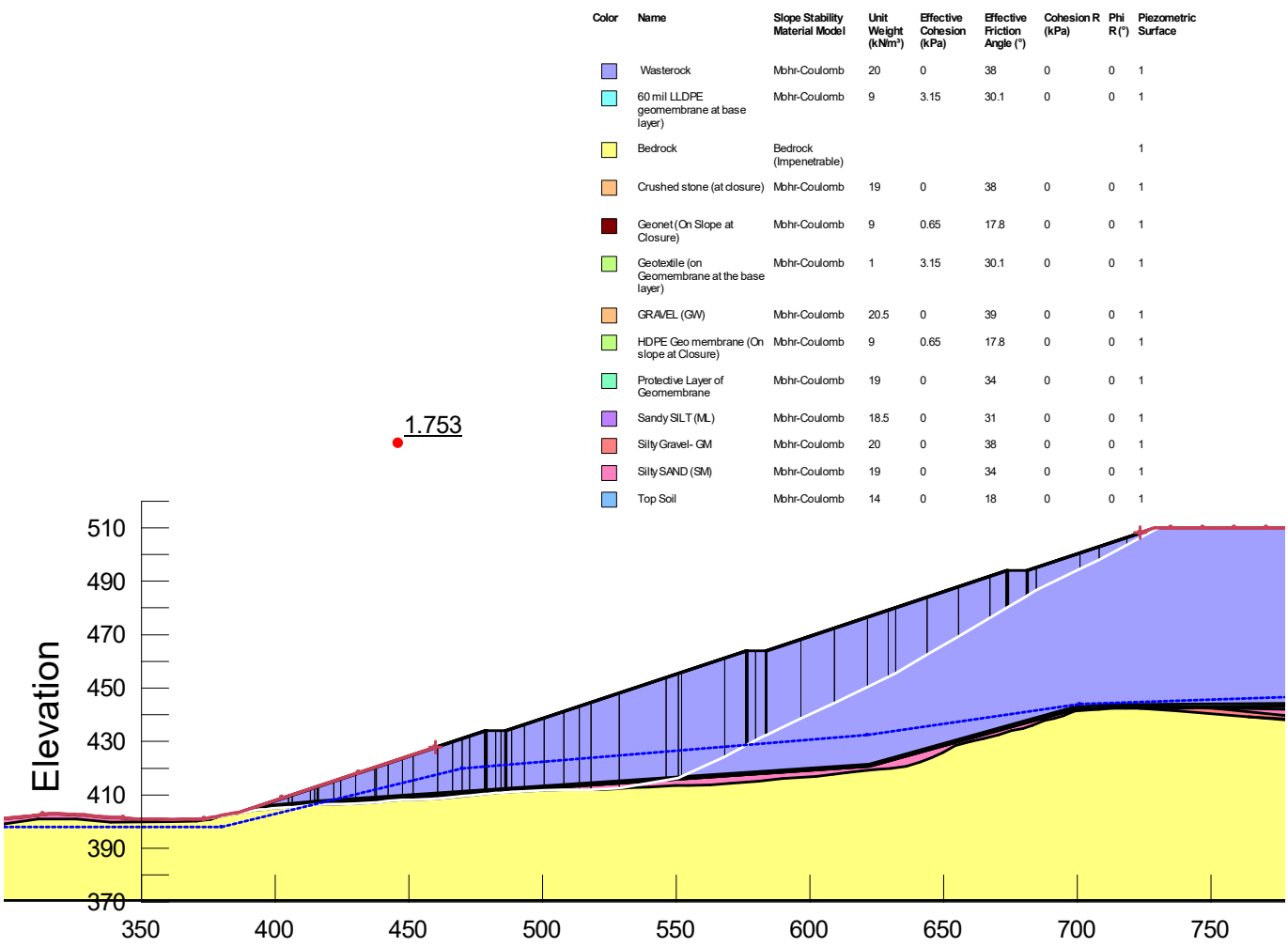


Figure A-11 Résultats de stabilité pour l'analyse pseudostatique à la pile de stockage 002 pour le PAG à la fermeture

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Cohesion R (kPa)	Phi R (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	0	0	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	0	0	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)						1
	Geonet (On Slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	0	0	1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	0	0	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	0	0	1
	HDPE Geo membrane (On slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	0	0	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	0	0	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	0	0	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	0	0	1
	Tailings	Mohr-Coulomb	18	0	37	0	0	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	0	0	1

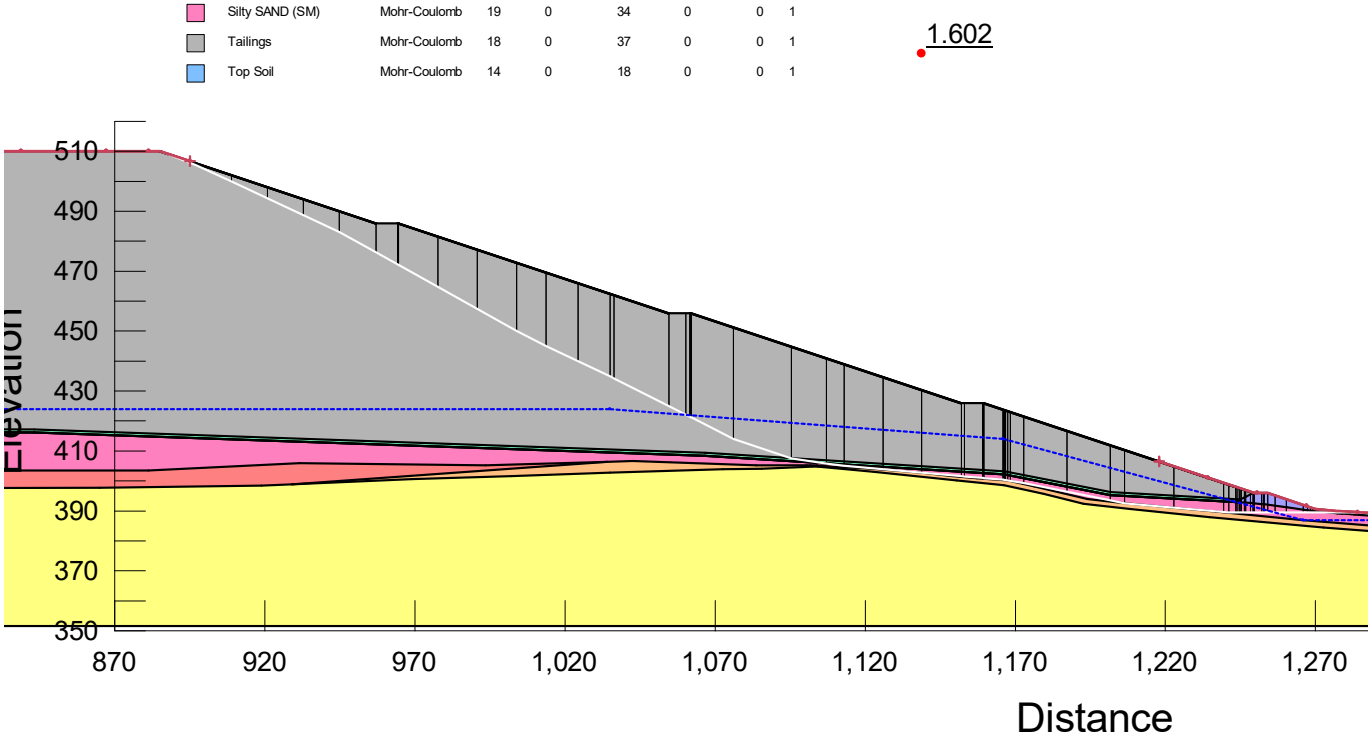


Figure A-12 Résultats de stabilité pour l'analyse pseudostatique au niveau de la pile 002 pour les résidus lors de la fermeture

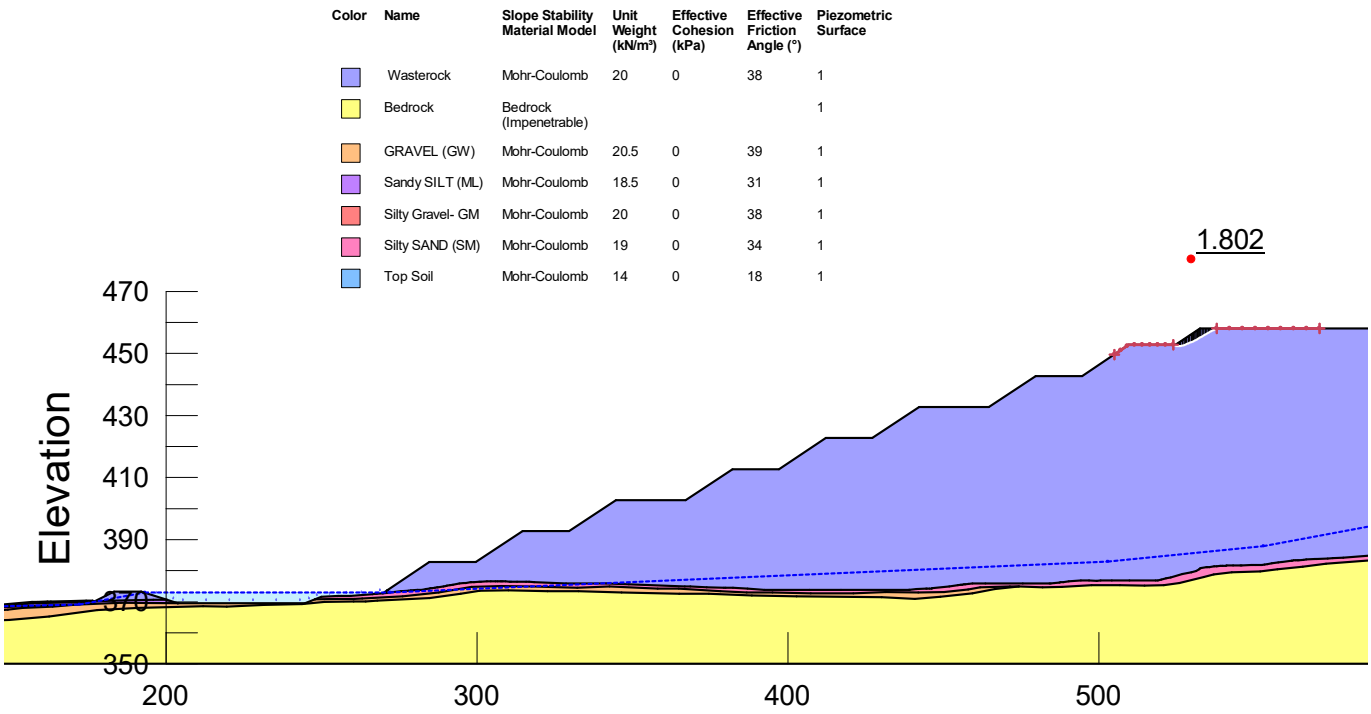


Figure A-13 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 001 pour le NAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 1)

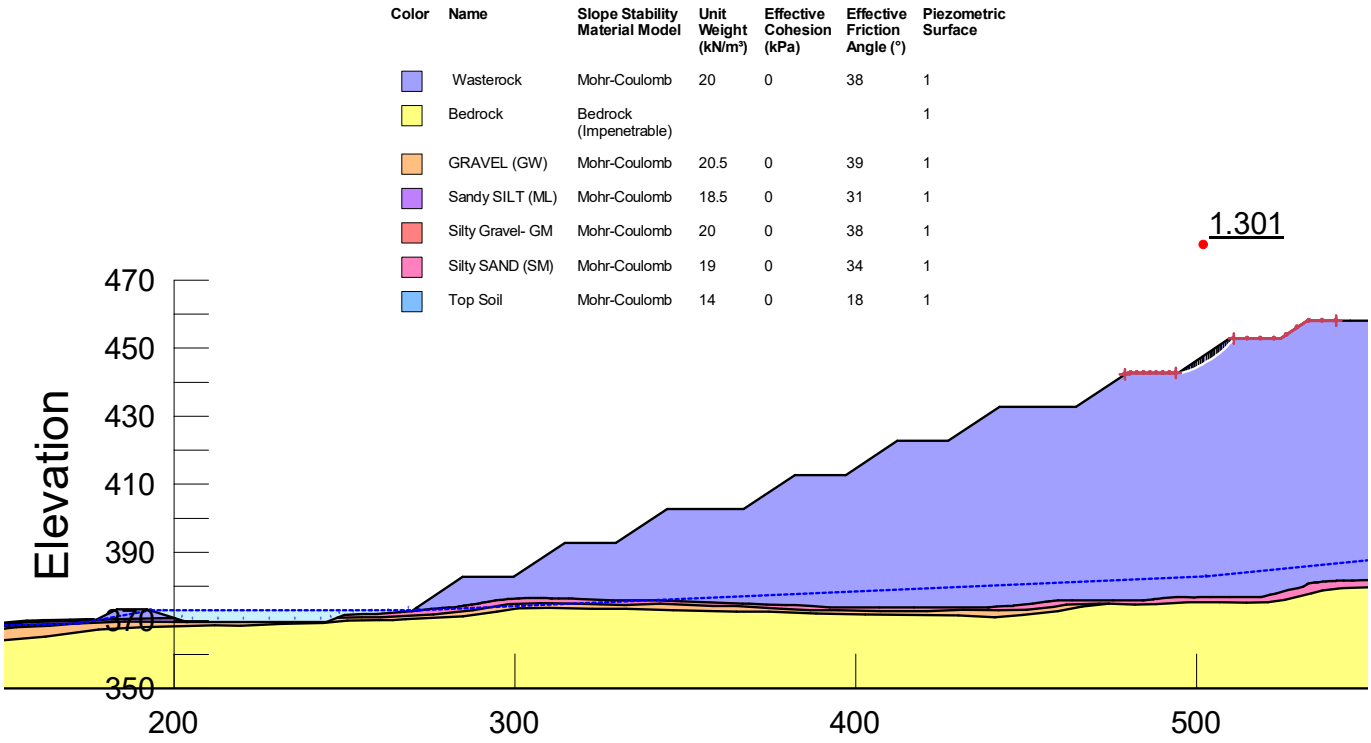


Figure A-14 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 001 pour le NAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 2)

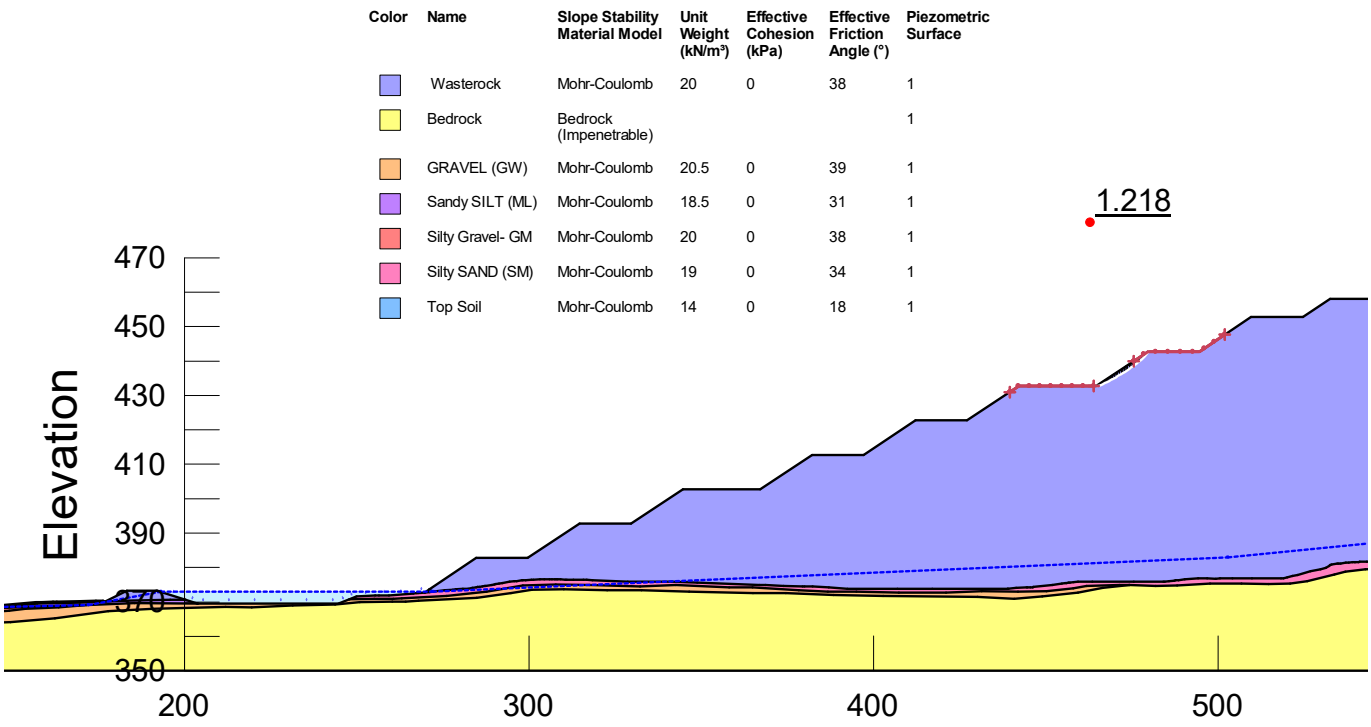


Figure A-15 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 001 pour les résidus miniers à la phase opérationnelle de défaillance locale (banc 3)

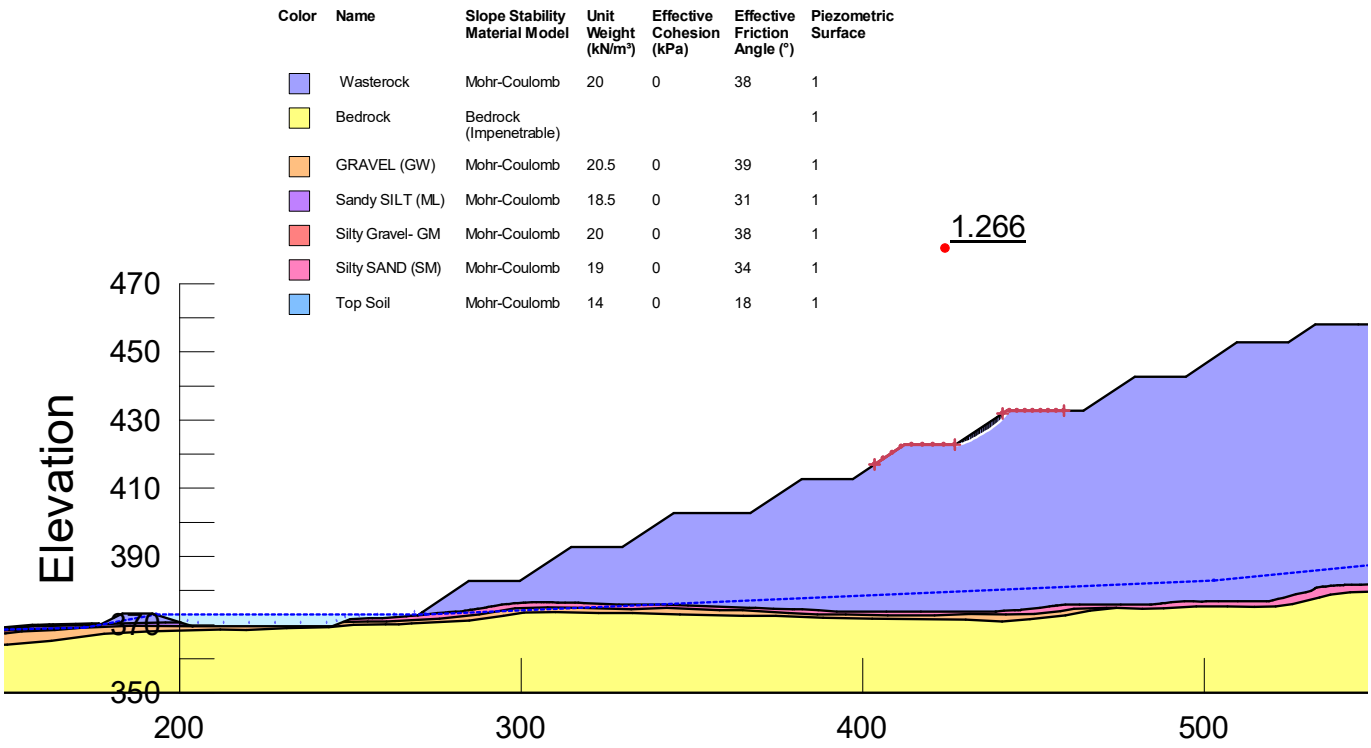


Figure A-16 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 001 pour NAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 4)

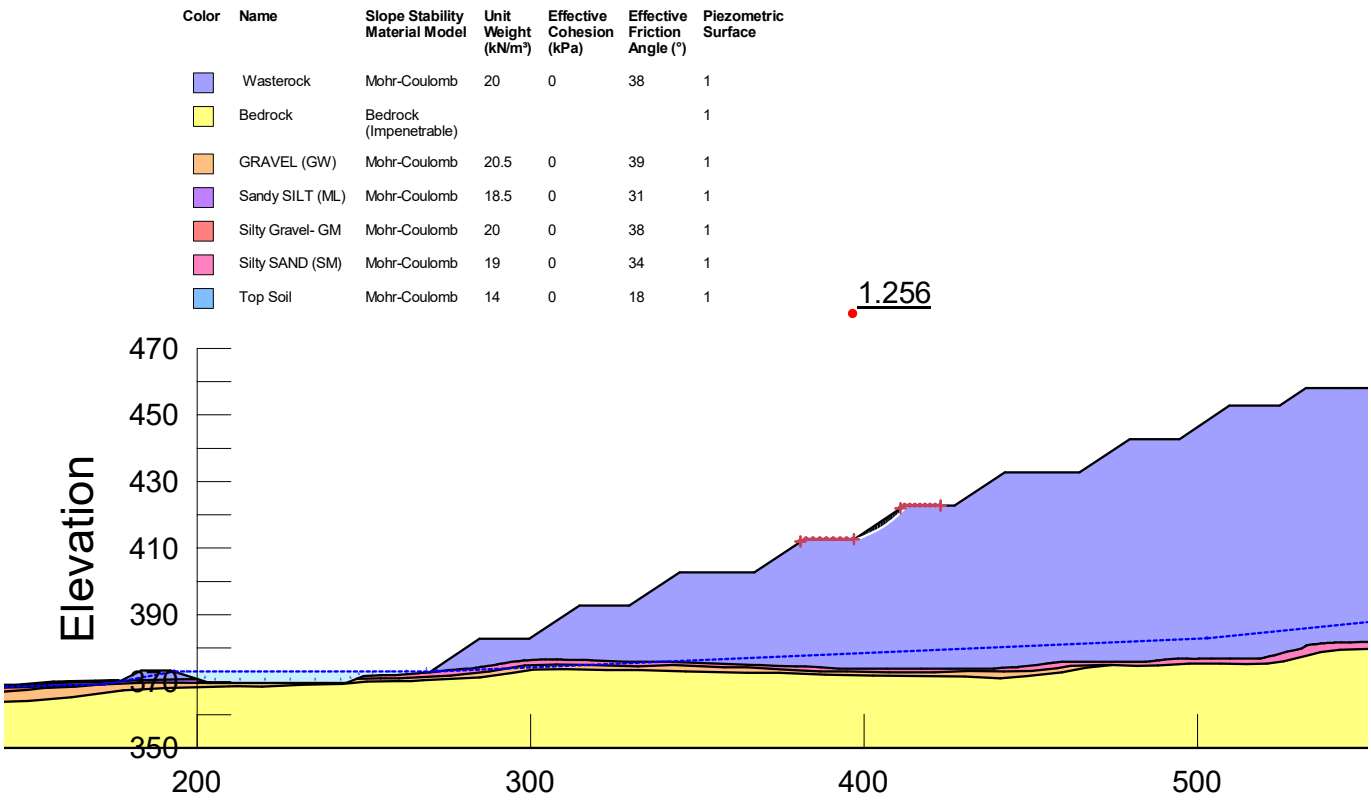


Figure A-17 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 001 pour NAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 5)

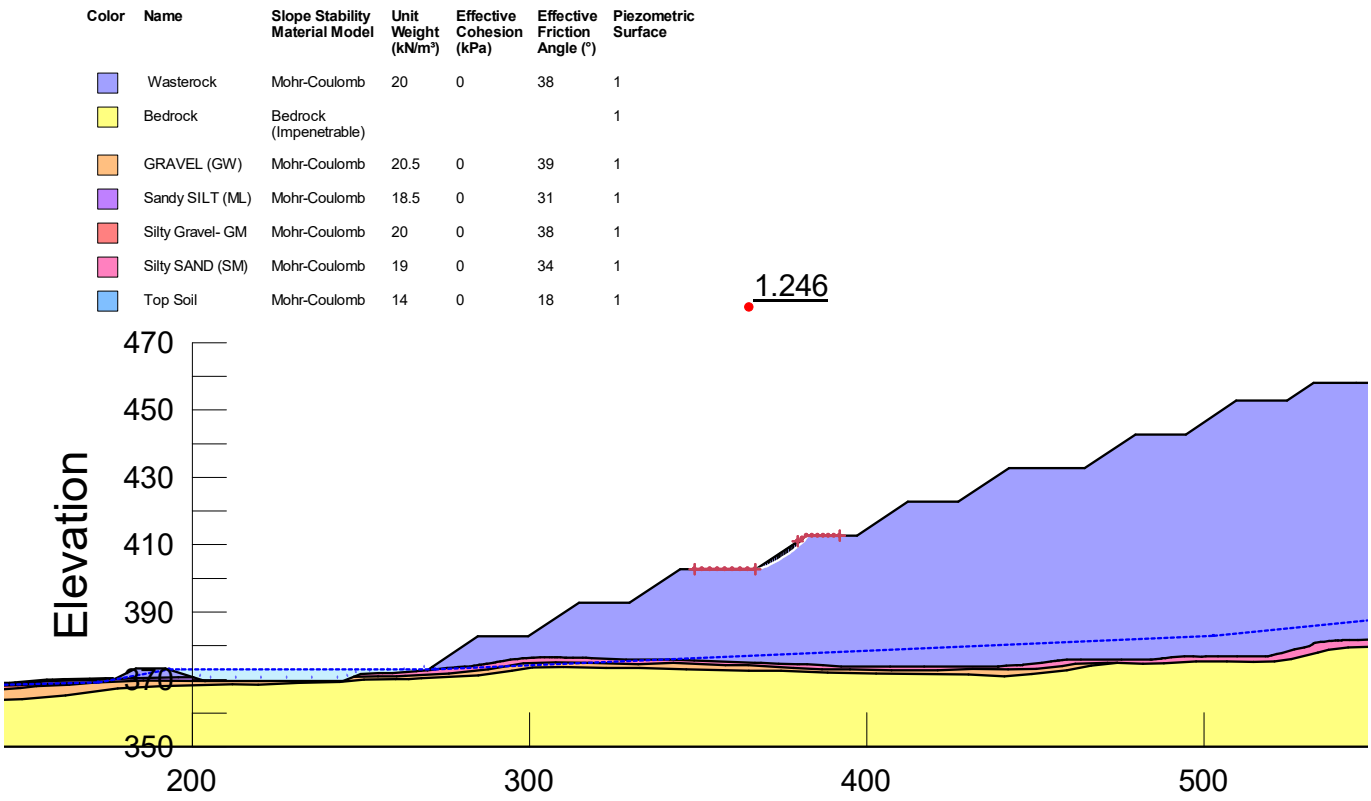


Figure A-18 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 001 pour NAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 6)

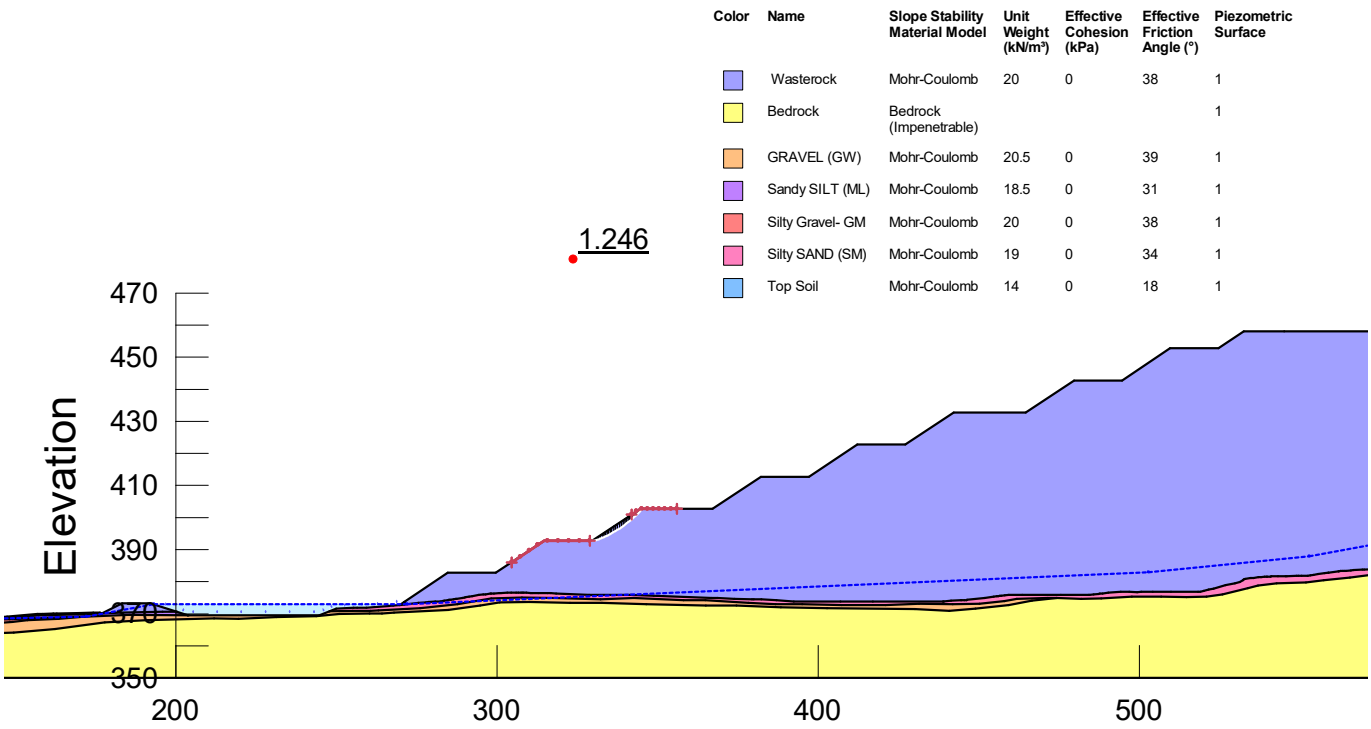


Figure A-19 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 001 pour NAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 7)

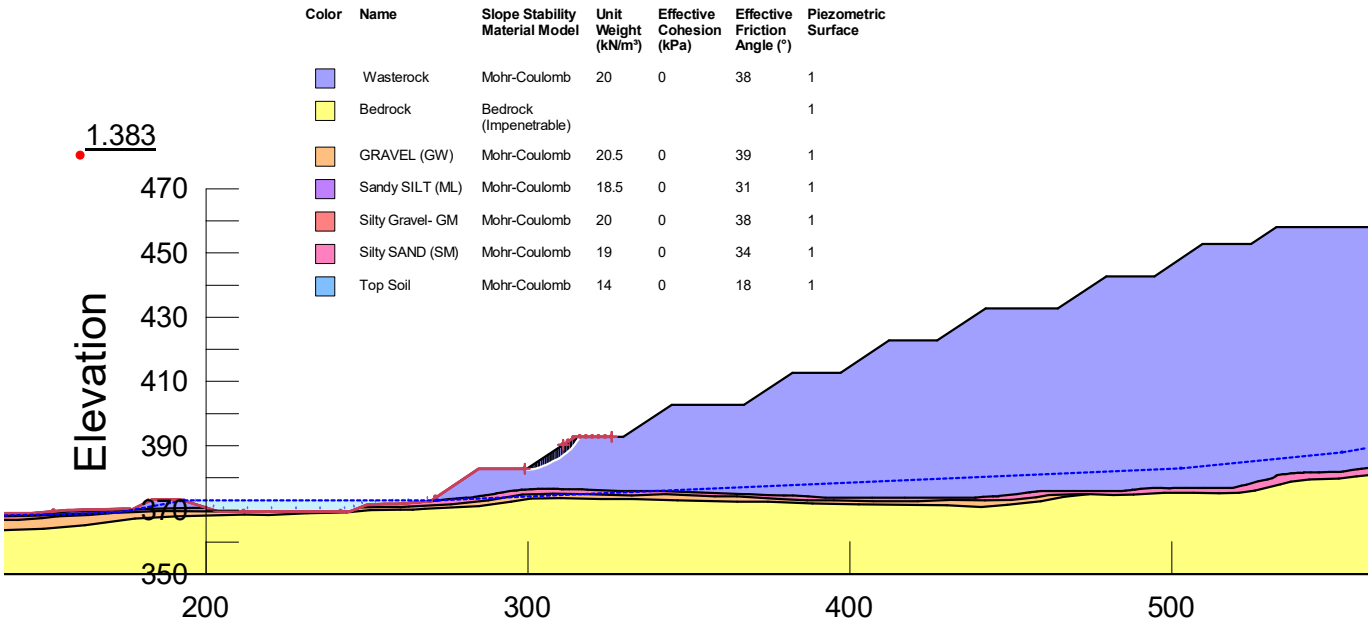


Figure A-20 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 001 pour NAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 8)

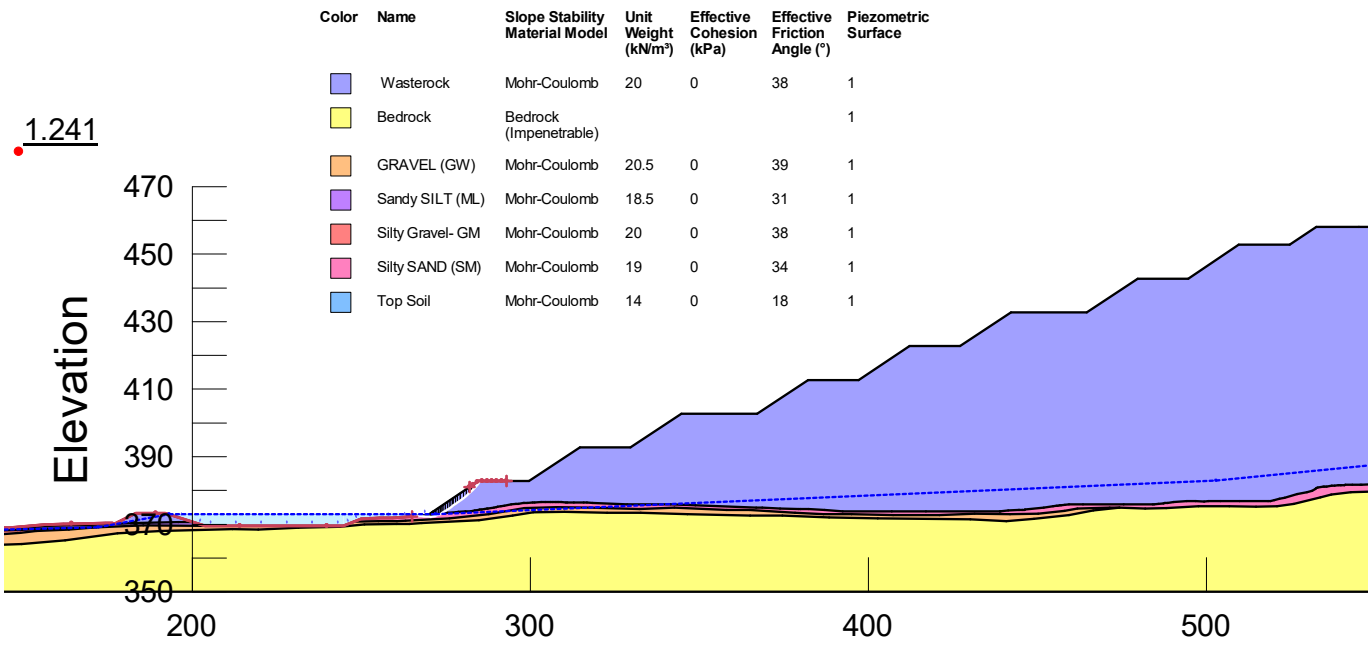


Figure A-21 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 001 pour NAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 9)

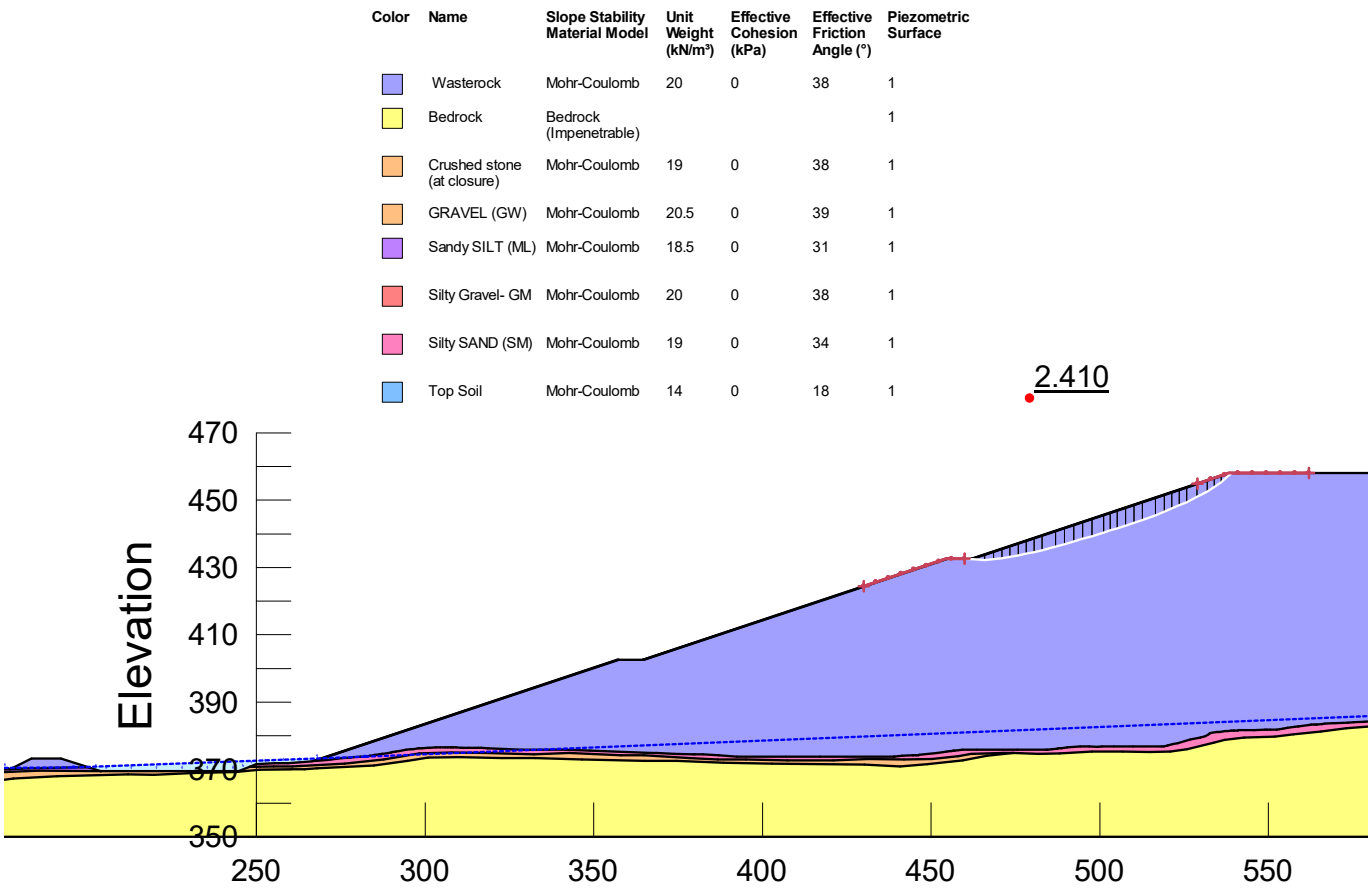


Figure A-22 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 001 pour NAG à la phase de fermeture de la défaillance locale (banc 1)

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	Crushed stone (at closure)	Mohr-Coulomb	19	0	38	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	Sandy SILT (ML)	Mohr-Coulomb	18.5	0	31	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

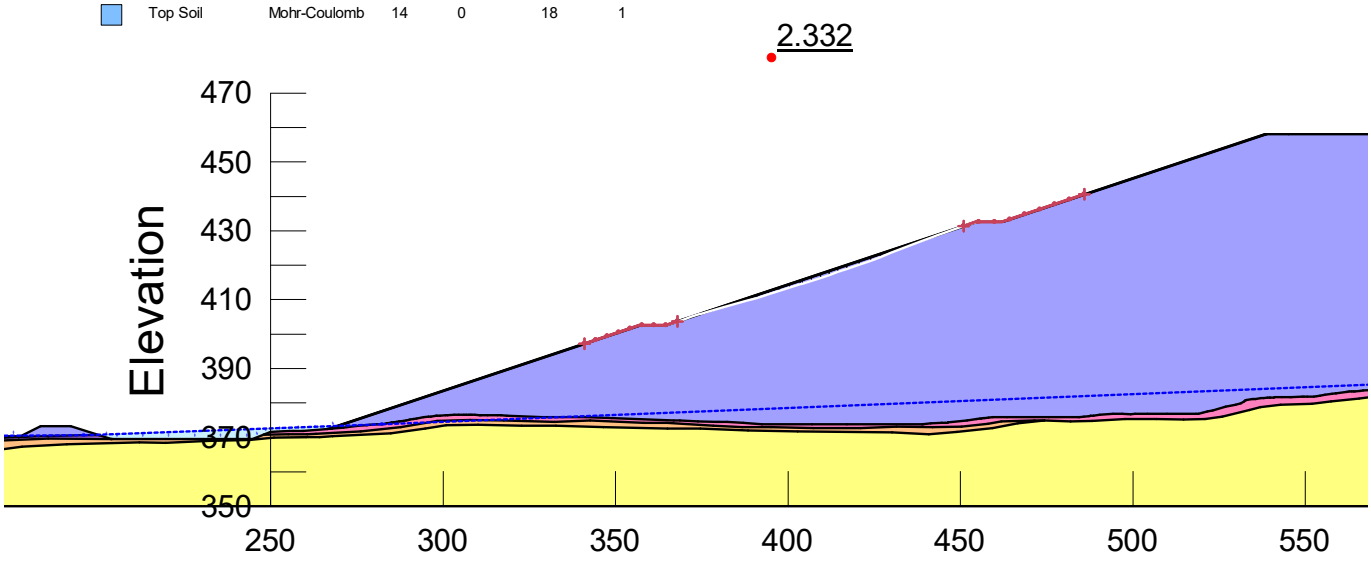


Figure A-23 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 001 pour le NAG à la phase de fermeture de la défaillance locale (banc 2)

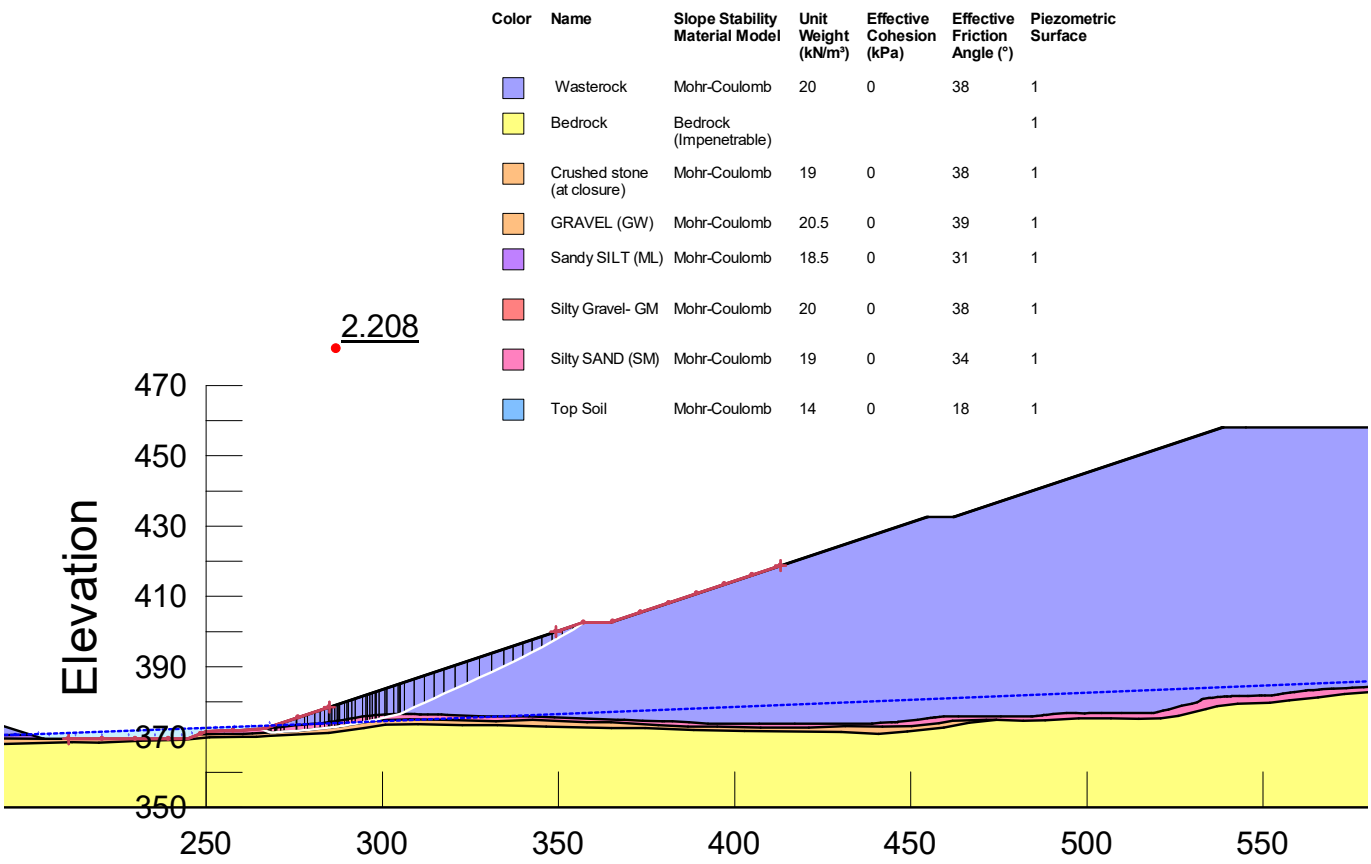


Figure A-24 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 001 pour le NAG à la phase de fermeture de la défaillance locale (banc 3)

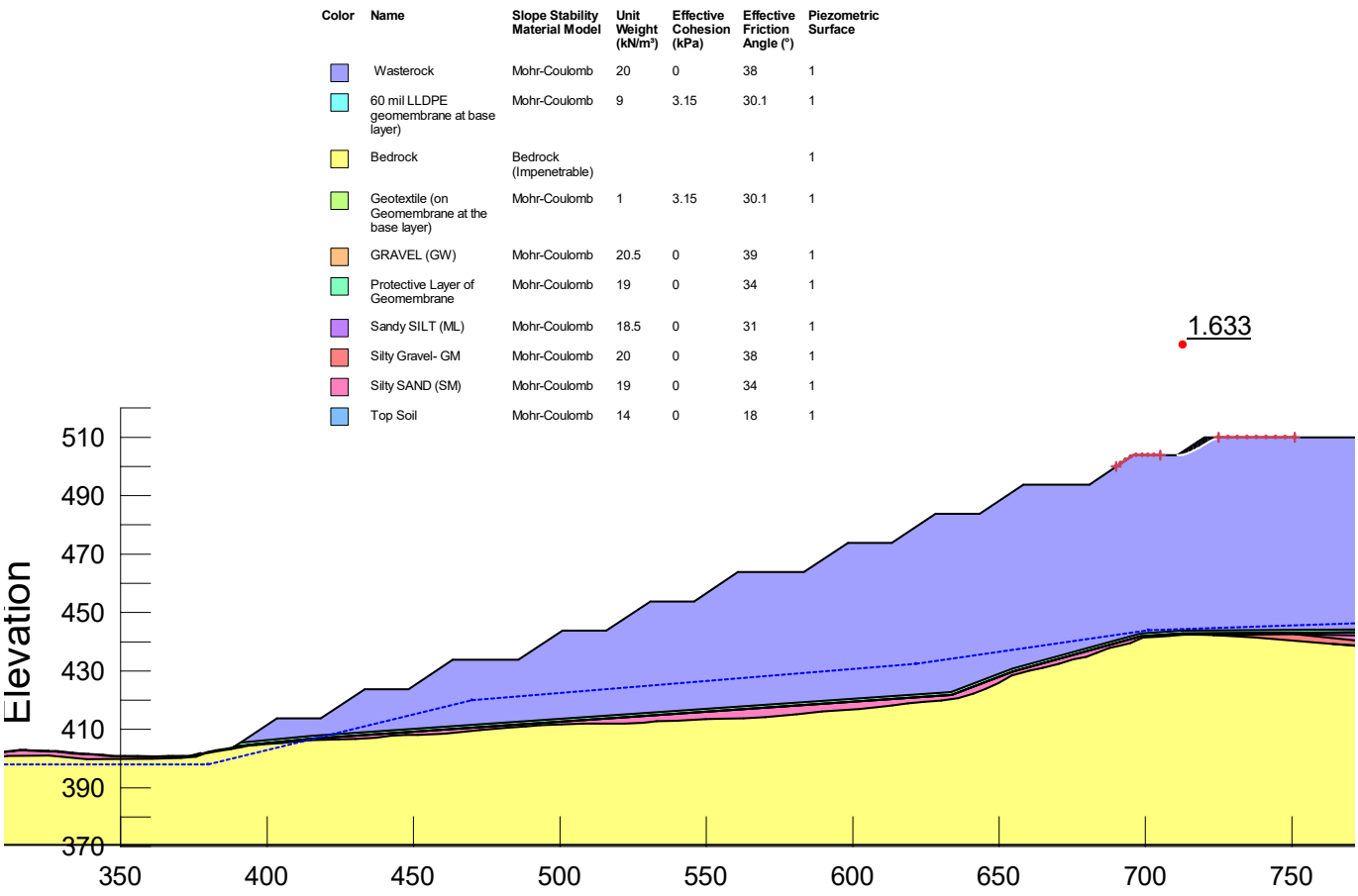


Figure A-25 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 1)

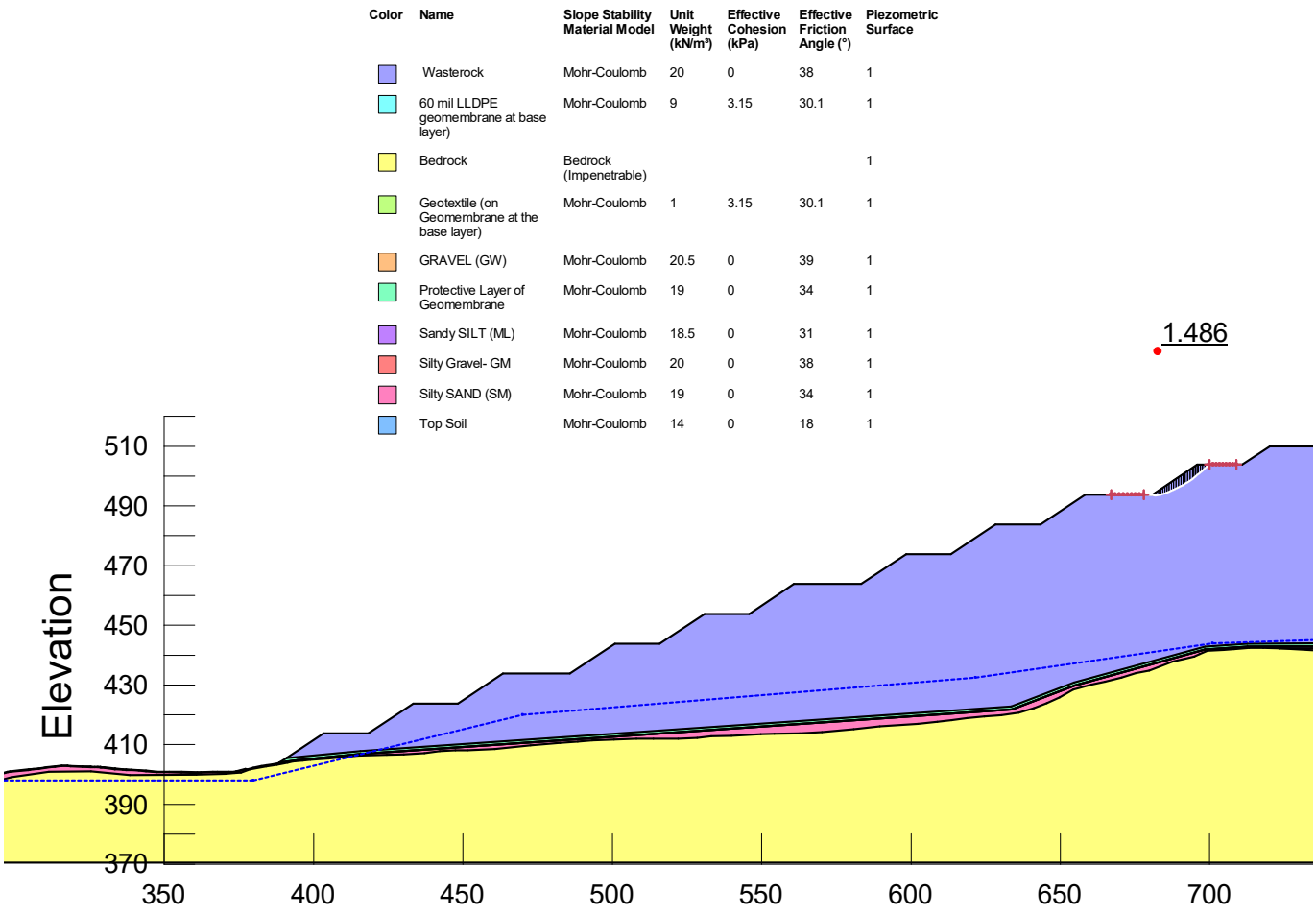


Figure A-26 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 2)

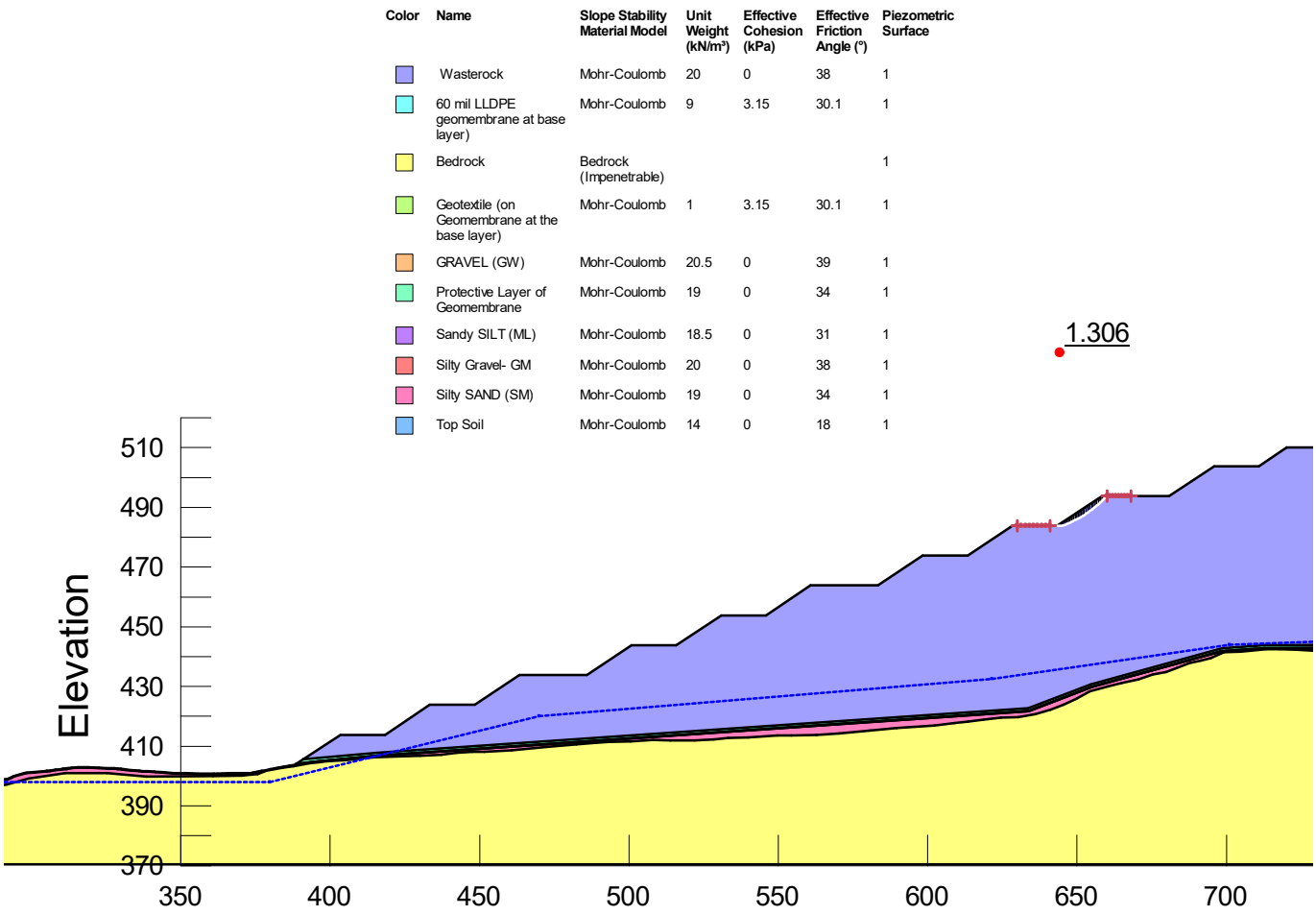


Figure A-27 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 3)

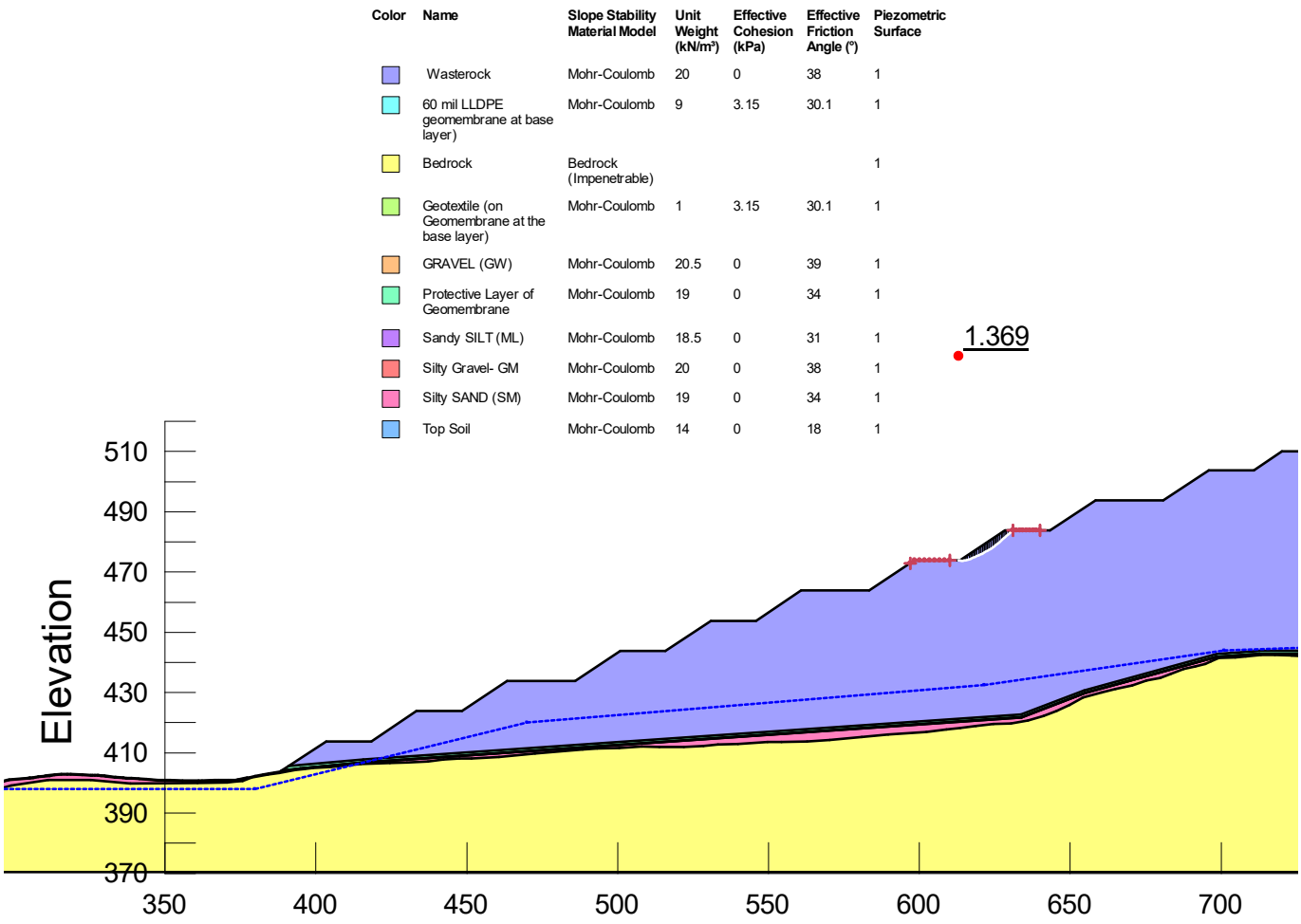


Figure A-28 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 4)

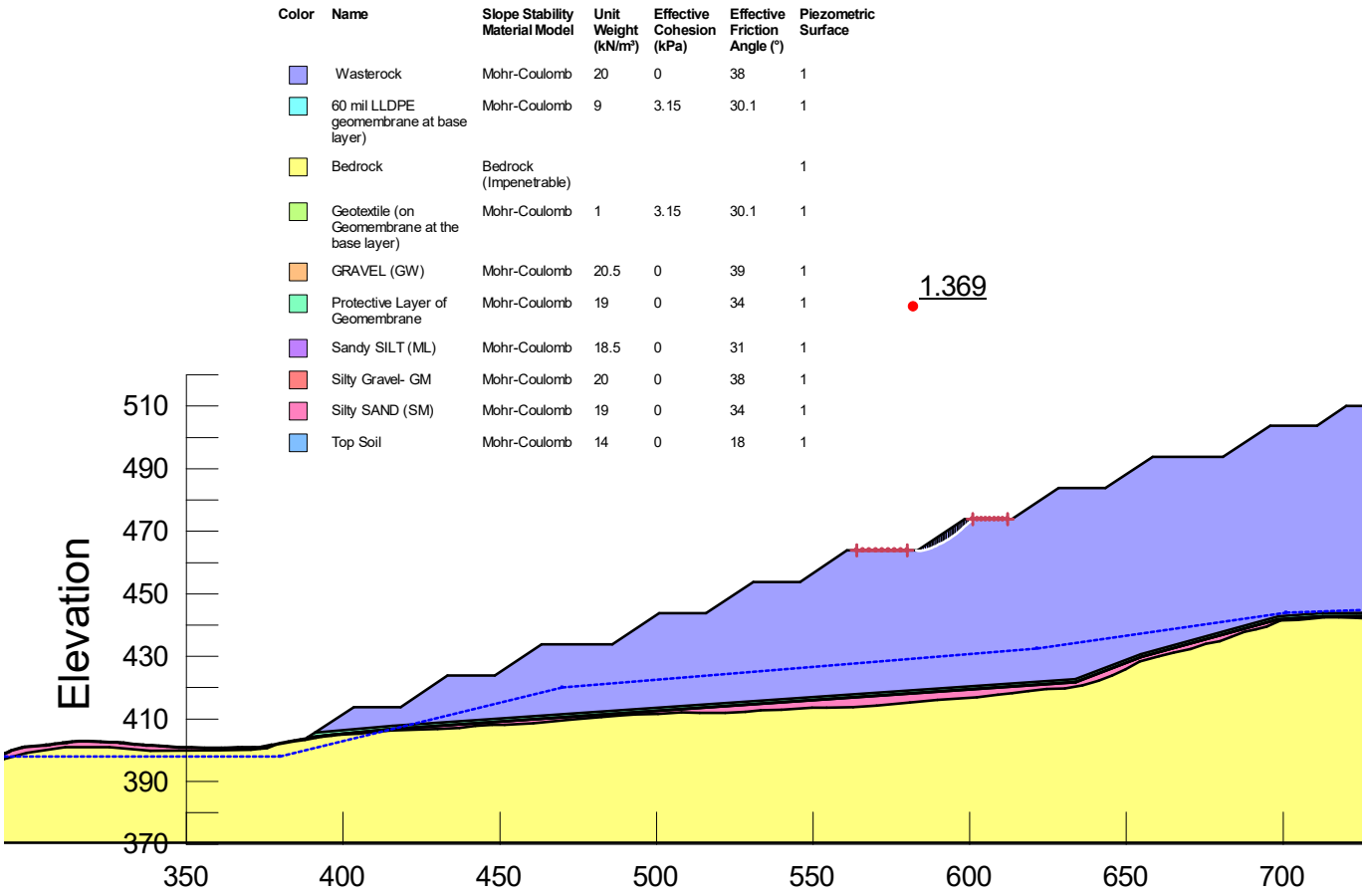


Figure A-29 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 5)

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Sandy SILT (ML)	Mohr-Coulomb	18.5	0	31	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

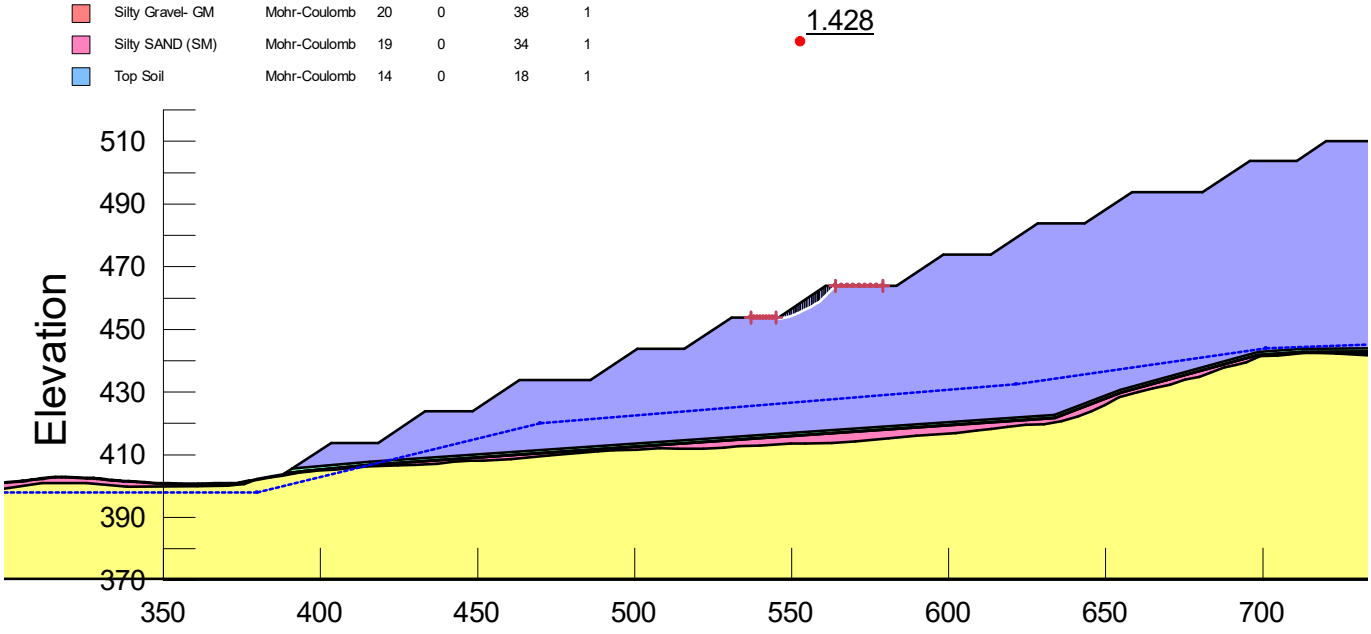


Figure A-30 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 6)

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Sandy SILT (ML)	Mohr-Coulomb	18.5	0	31	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

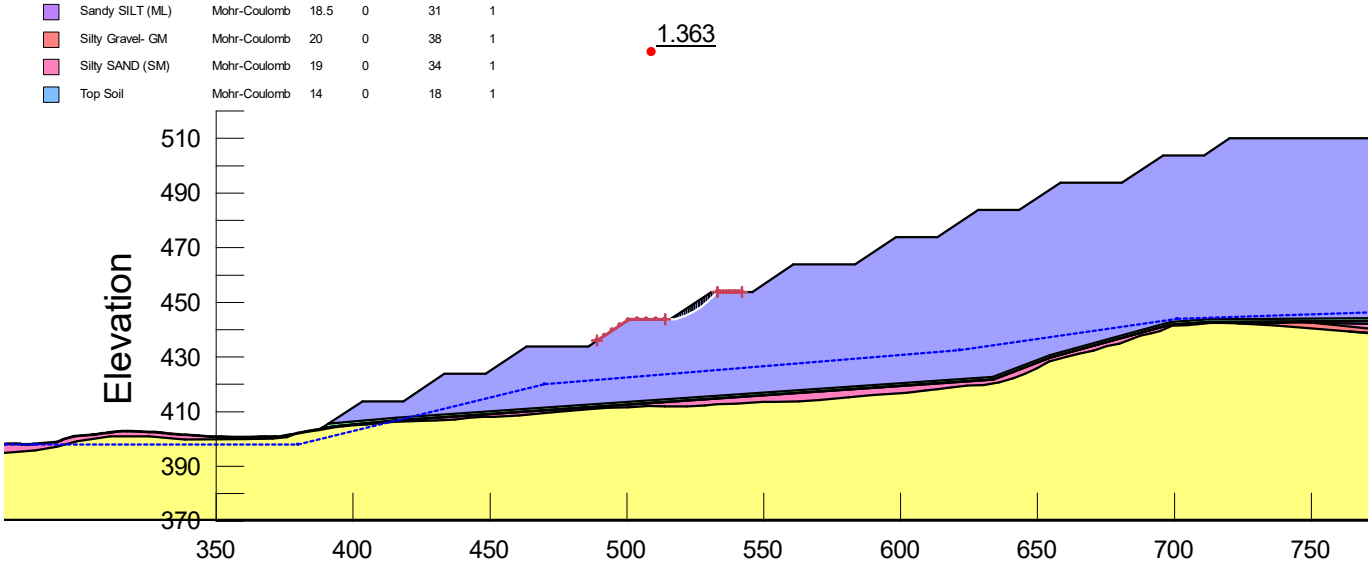


Figure A-31 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 7)

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Sandy SILT (ML)	Mohr-Coulomb	18.5	0	31	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

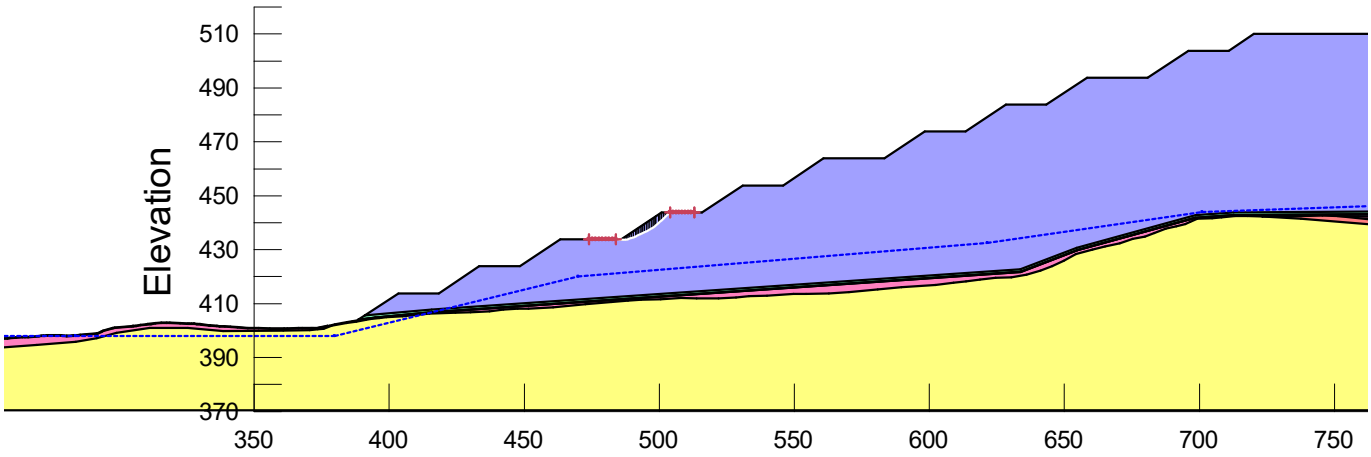


Figure A-32 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 8)

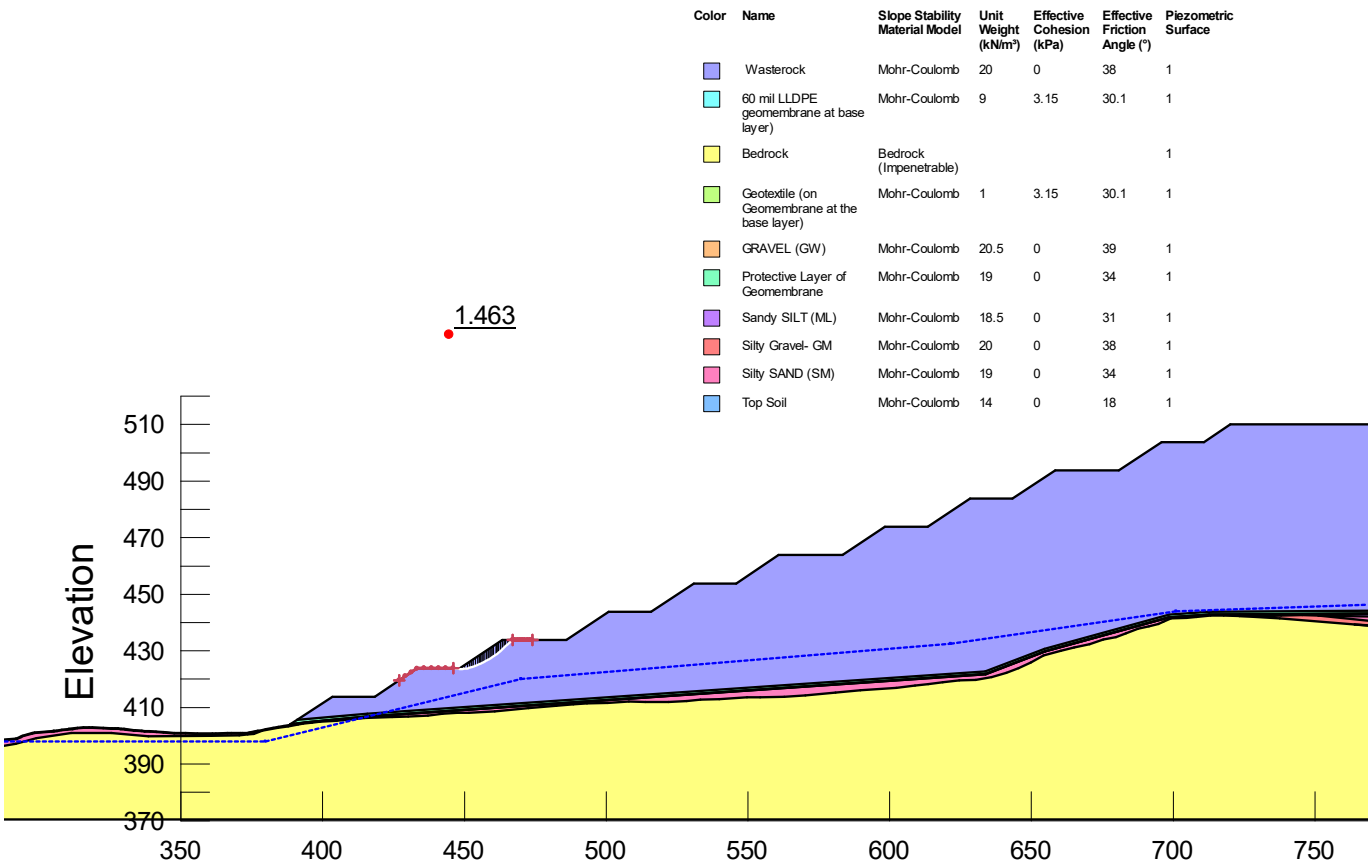


Figure A-33 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 9)

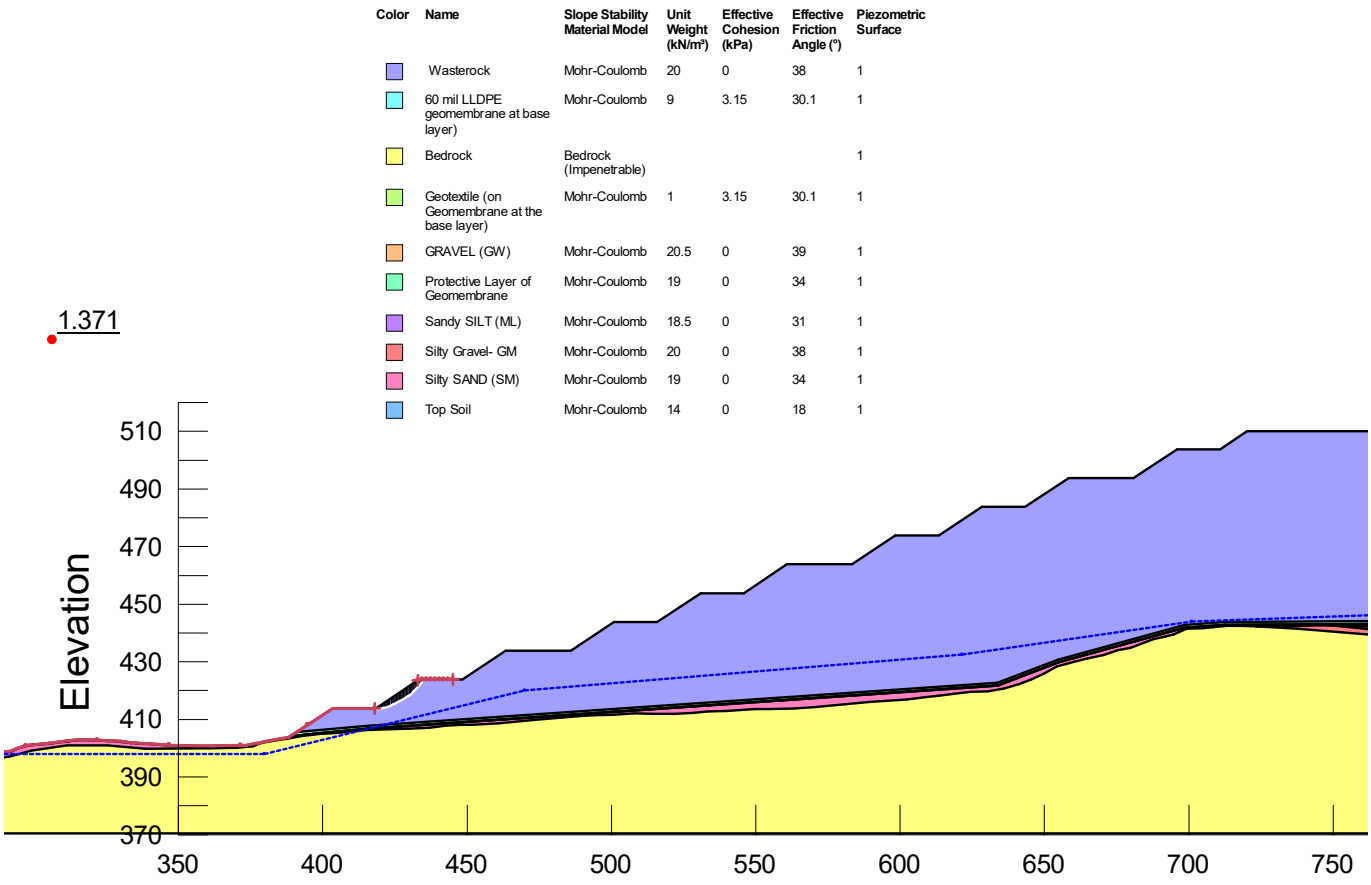


Figure A-34 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 10)

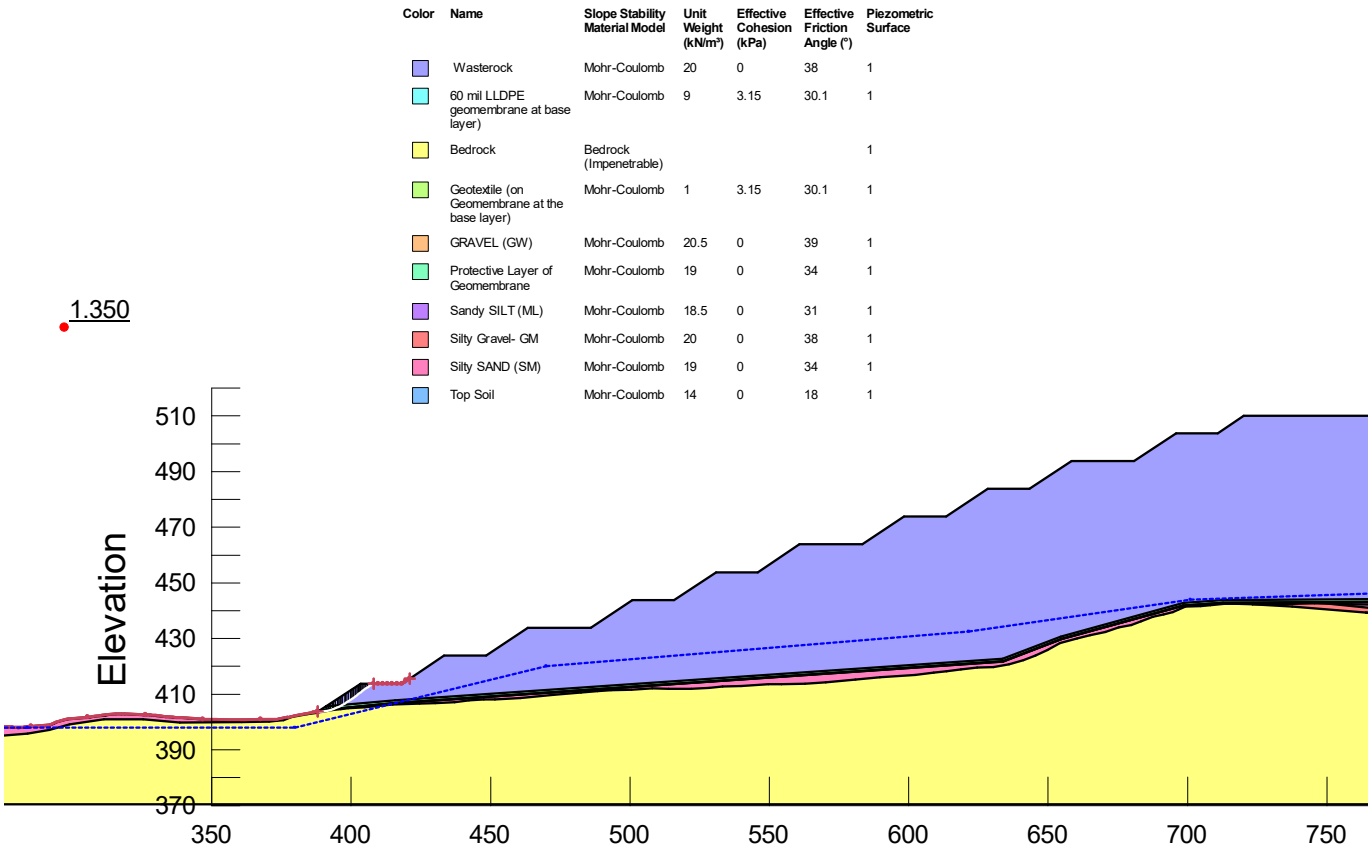


Figure A-35 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 11)

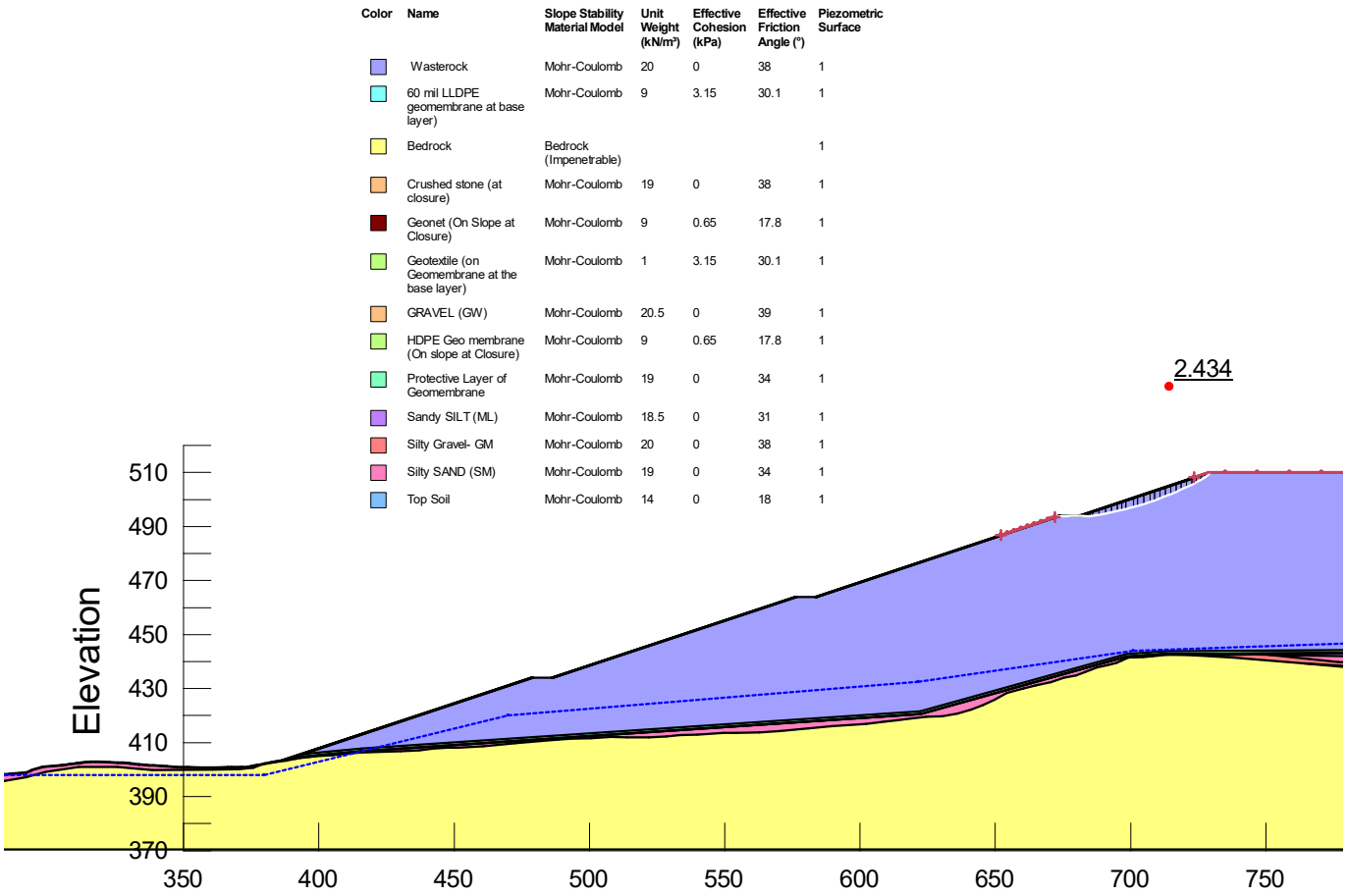


Figure A-36 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase de fermeture de la défaillance locale (banc 1)

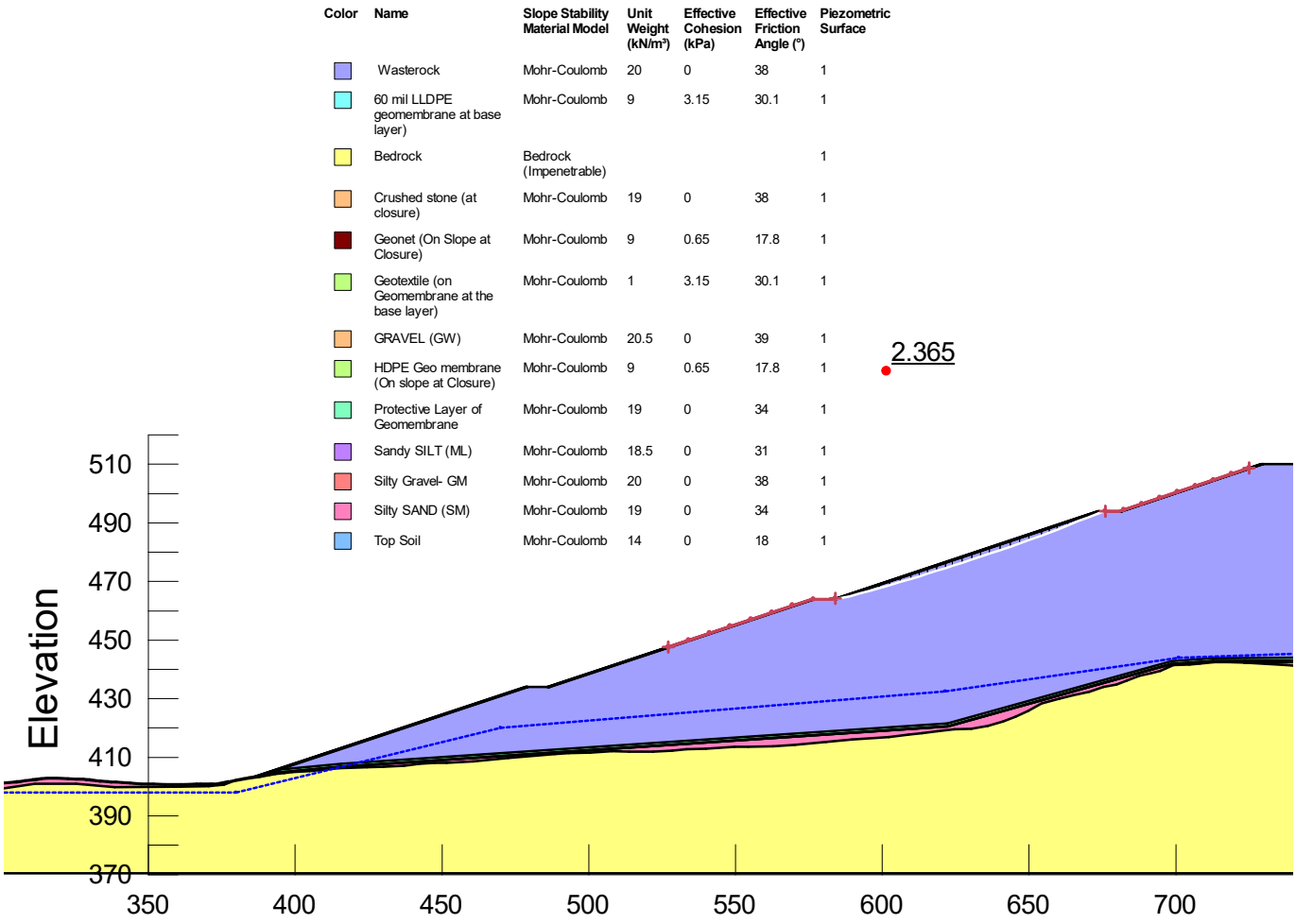


Figure A-37 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG en phase de fermeture de la défaillance locale (banc 2)

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	Crushed stone (at closure)	Mohr-Coulomb	19	0	38	1
	Geonet (On Slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	HDPE Geo membrane (On slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Sandy SILT (ML)	Mohr-Coulomb	18.5	0	31	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

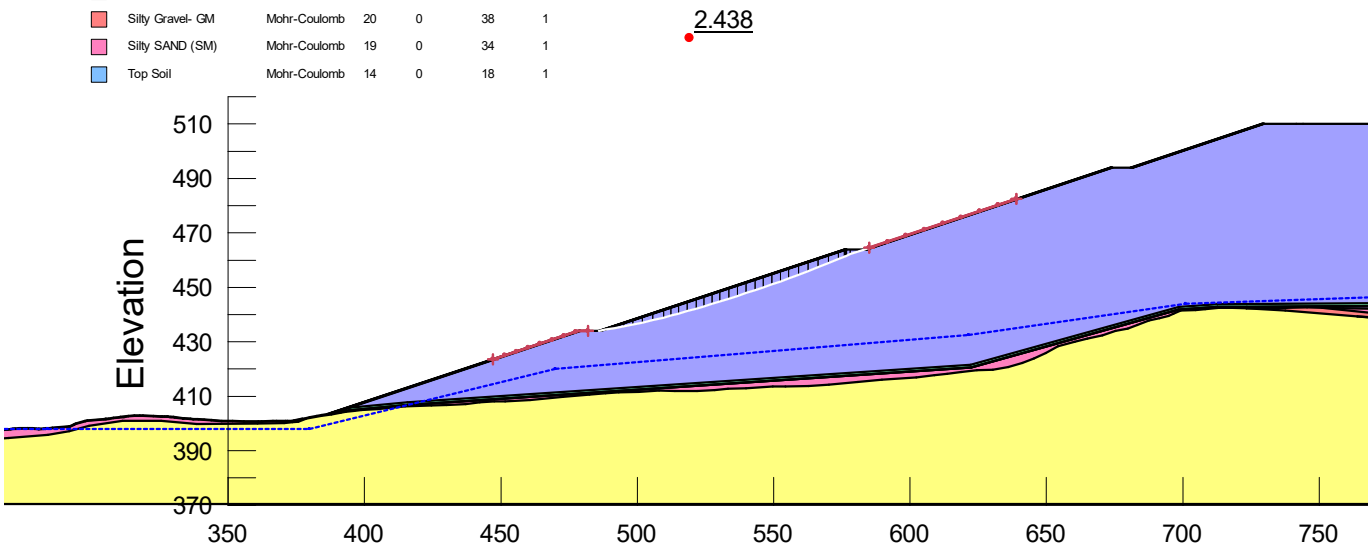


Figure A-38 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) au niveau de la pile 002 pour le PAG à la phase de fermeture de la défaillance locale (banc 3)

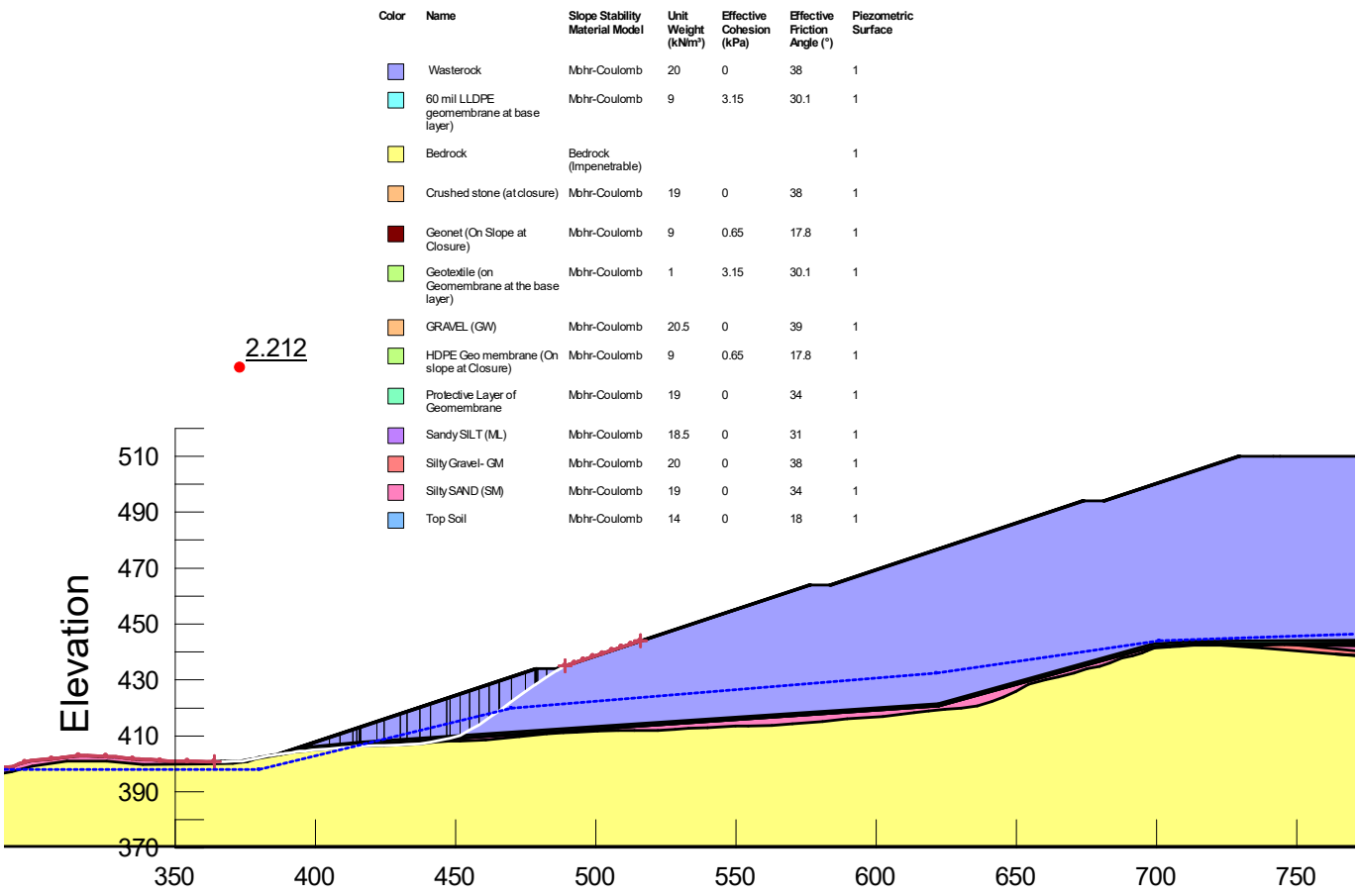


Figure A-39 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 002 pour le PAG à la phase de fermeture de la défaillance locale (banc 4)

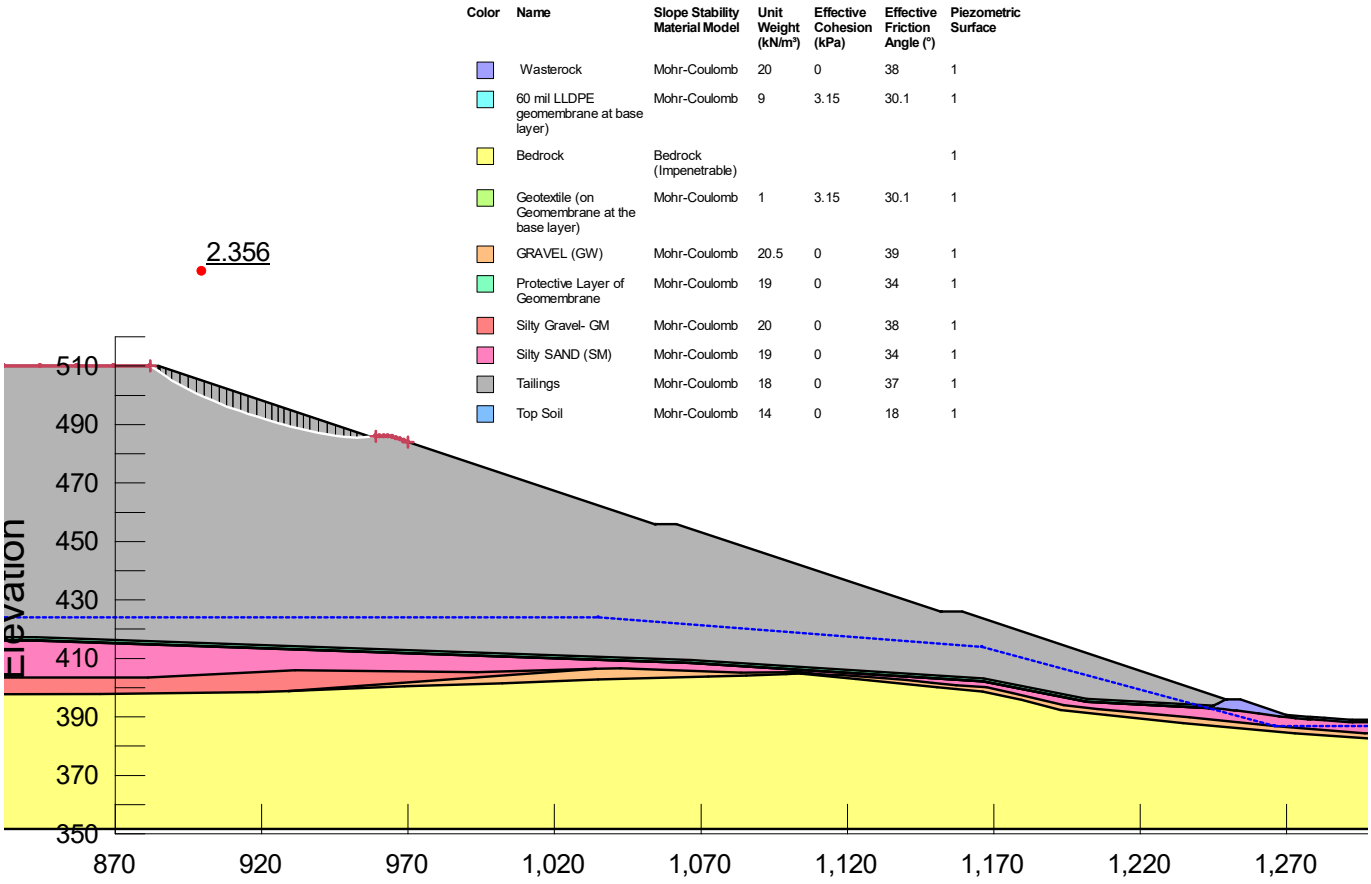


Figure A-40 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de stockage 002 pour les résidus à la phase opérationnelle de la défaillance locale (banc 1)

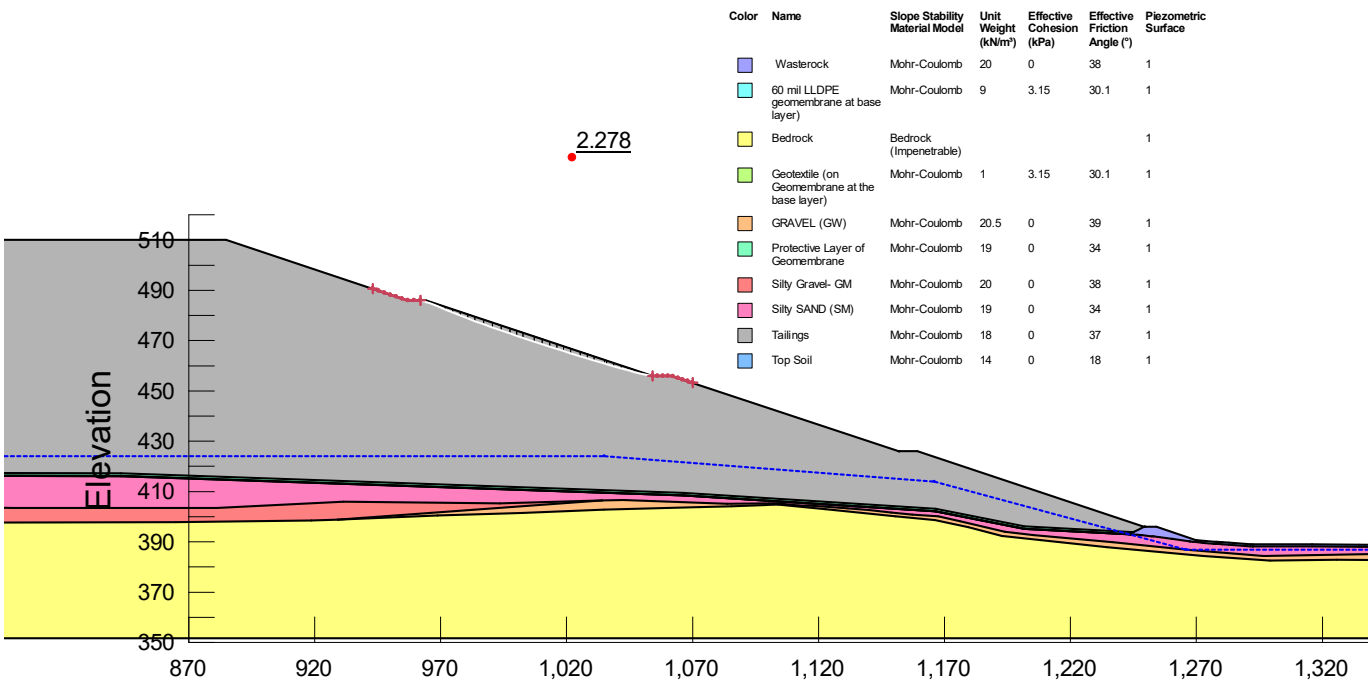


Figure A-41 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile 002 pour les résidus miniers en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 2)

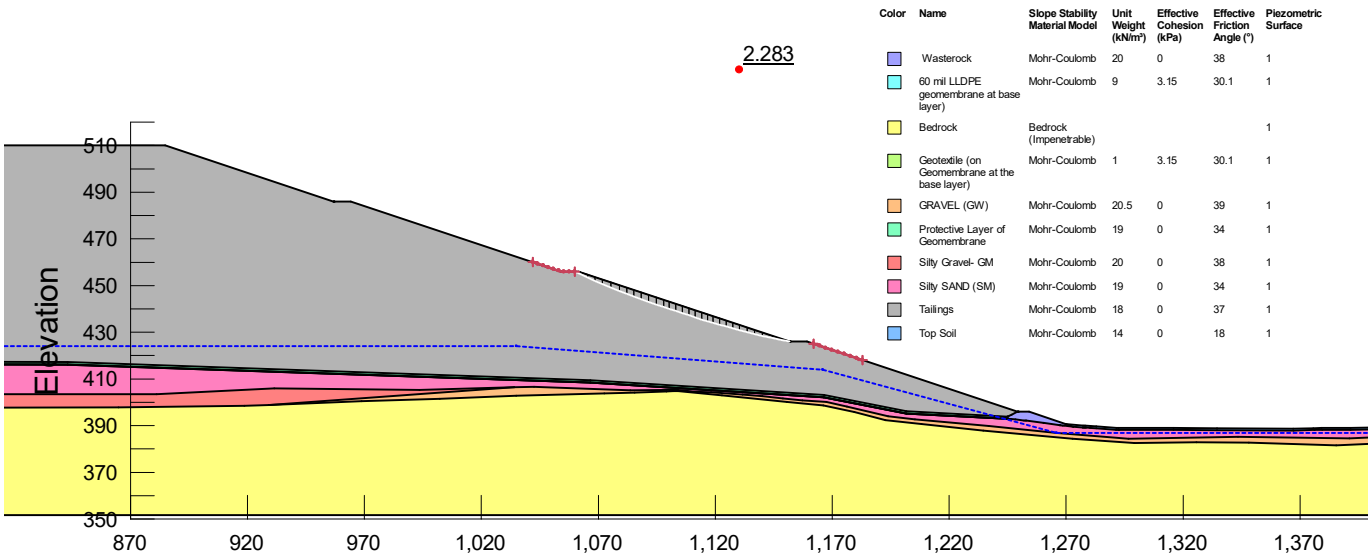


Figure A-42 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile 002 pour les résidus miniers en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 3)

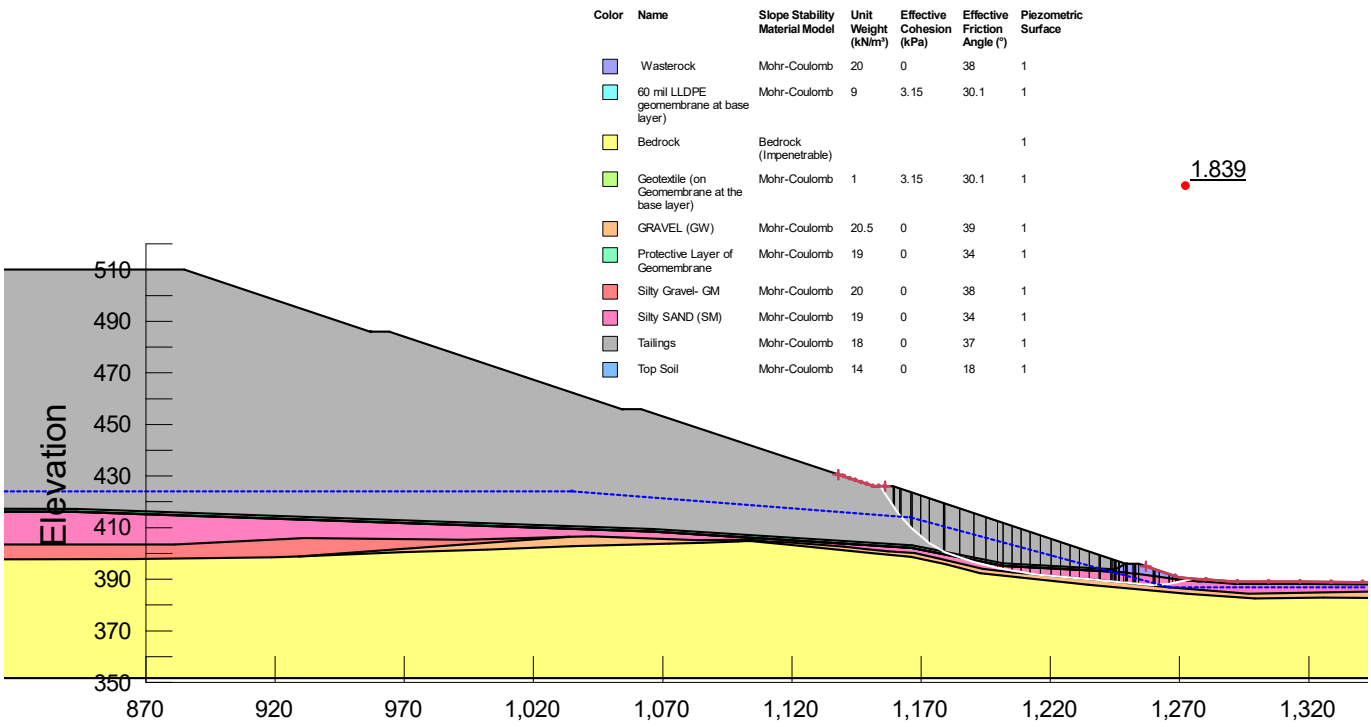


Figure A-43 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile 002 pour les résidus miniers en phase opérationnelle de défaillance locale (banc 4)

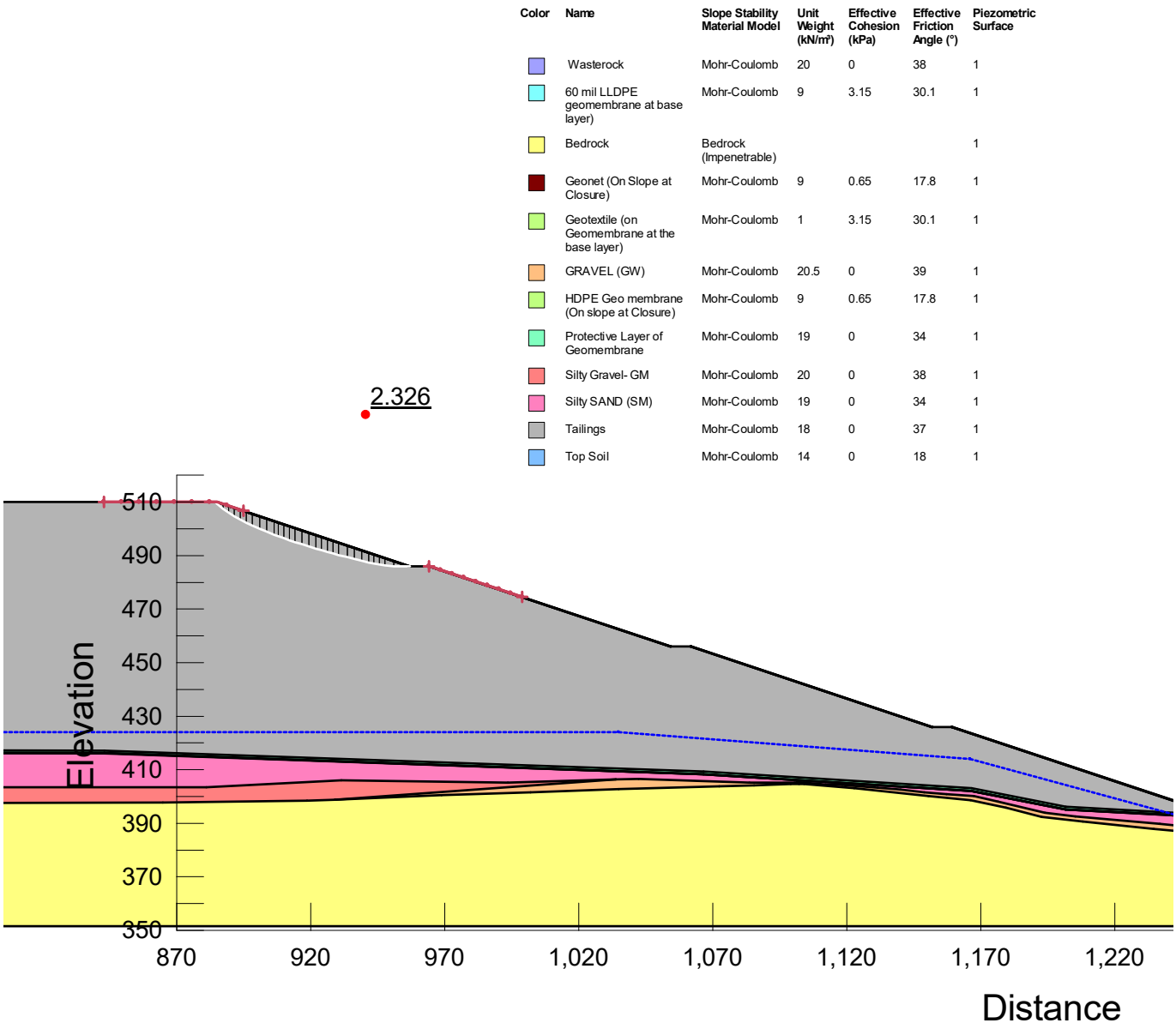


Figure A-44 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de résidus 002 pour la phase de fermeture de la défaillance locale (banc 1)

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	Geonet (On Slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	HDPE Geo membrane (On slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Tailings	Mohr-Coulomb	18	0	37	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

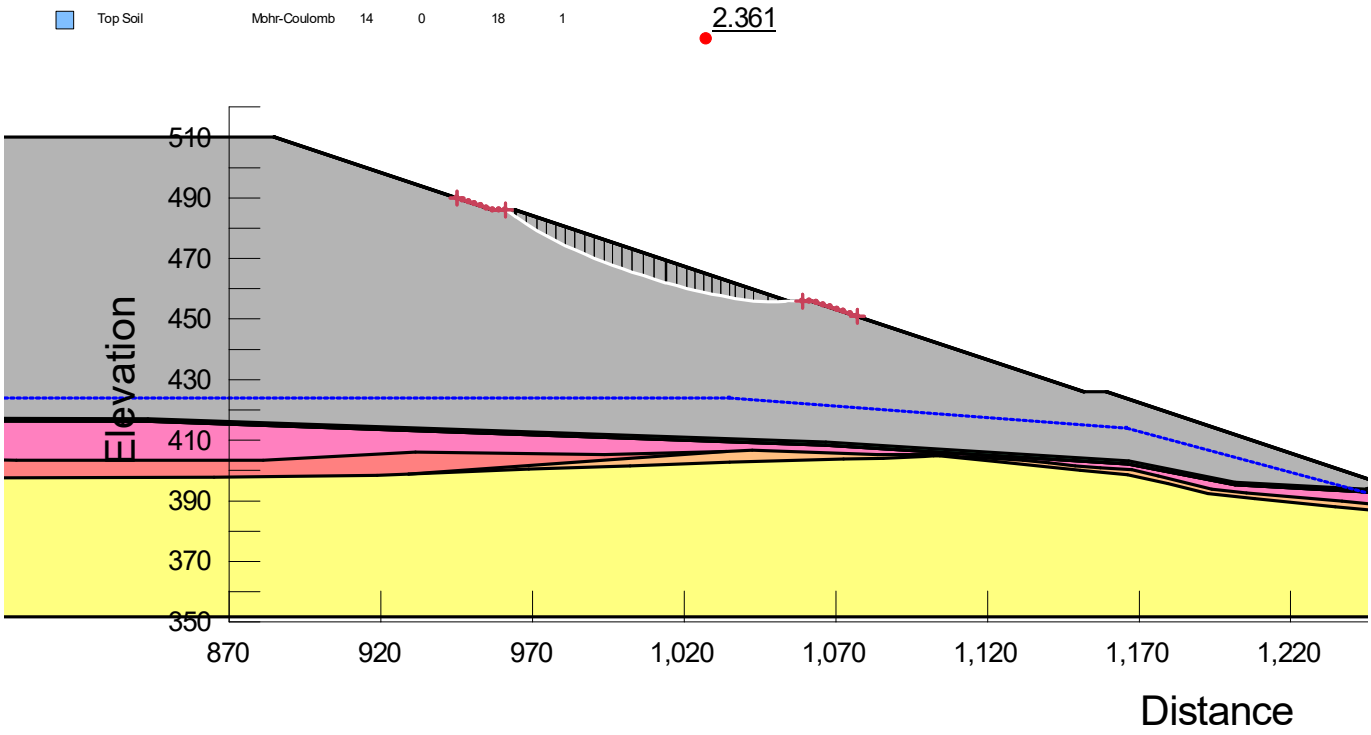


Figure A-45 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile 002 pour les résidus à la phase de fermeture de la défaillance locale (banc 2)

Color	Name	Slope Stability Material Model	Unit Weight (kN/m³)	Effective Cohesion (kPa)	Effective Friction Angle (°)	Piezometric Surface
	Wasterock	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	60 mil LLDPE geomembrane at base layer)	Mohr-Coulomb	9	3.15	30.1	1
	Bedrock	Bedrock (Impenetrable)				1
	Geonet (On Slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	1
	Geotextile (on Geomembrane at the base layer)	Mohr-Coulomb	1	3.15	30.1	1
	GRAVEL (GW)	Mohr-Coulomb	20.5	0	39	1
	HDPE Geo membrane (On slope at Closure)	Mohr-Coulomb	9	0.65	17.8	1
	Protective Layer of Geomembrane	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Silty Gravel- GM	Mohr-Coulomb	20	0	38	1
	Silty SAND (SM)	Mohr-Coulomb	19	0	34	1
	Tailings	Mohr-Coulomb	18	0	37	1
	Top Soil	Mohr-Coulomb	14	0	18	1

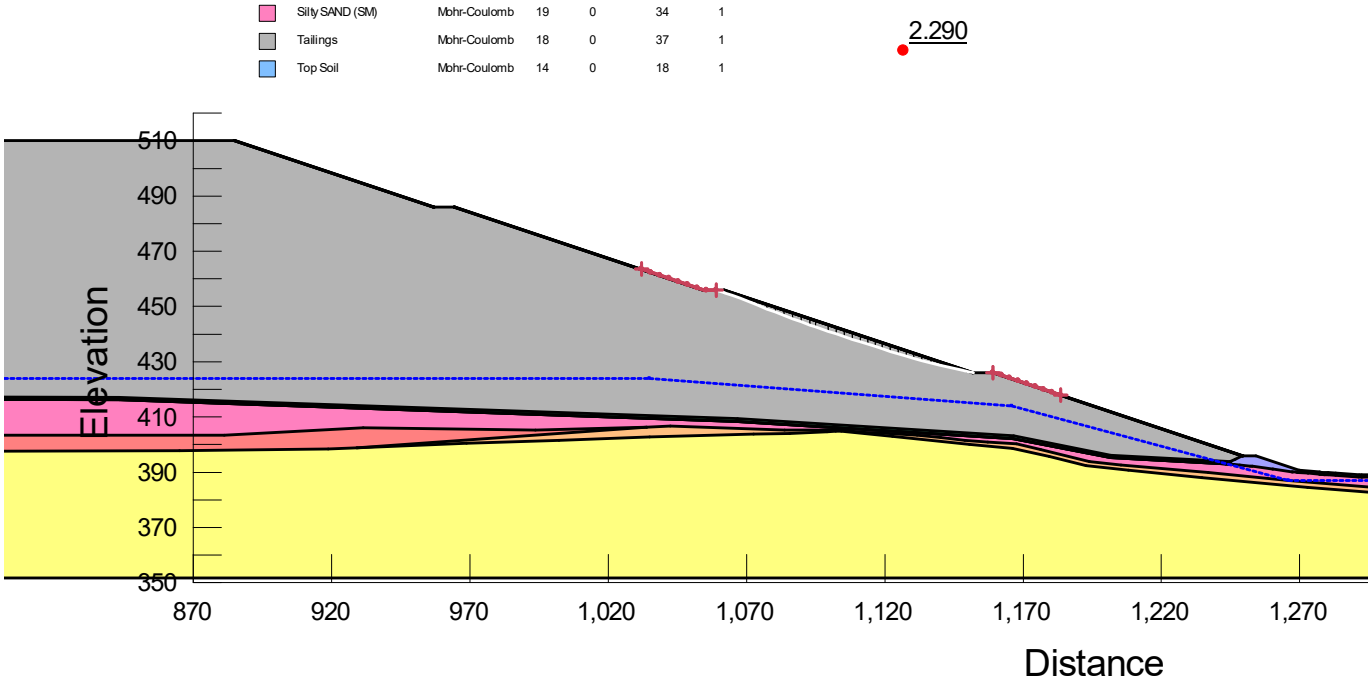


Figure A-46 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile 002 pour les résidus à la phase de fermeture de la défaillance locale (banc 3)

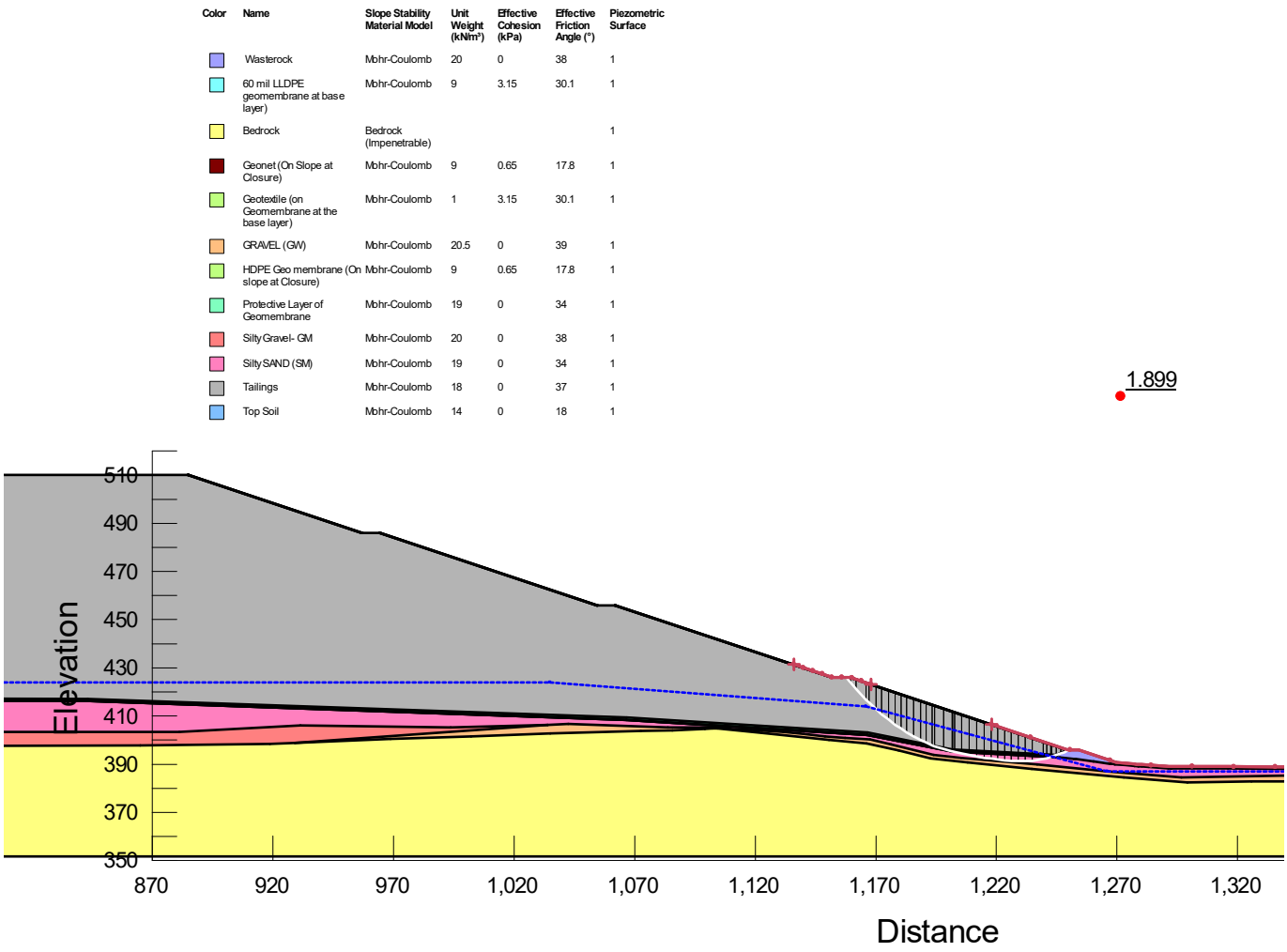


Figure A-47 Résultats de stabilité pour l'analyse statique (drainée) à la pile de résidus 002 pour les résidus à la phase de fermeture de la défaillance locale (banc 4)

Annexe E Quantités de matériaux

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - FRESH WATER INTAKE FOR POTABLE PRODUCTION

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	BASIS OF PRICE
A	**Pumping station - FW-PMP-001/002**					
311	SUBMERGED - GRUNDFOS 150S150-8 / MS6000, 15HP, 60 Hz, 3Ph, 575V	UNIT	2	$12 458,00	$24 916,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
311	Flotation module for container	UNIT	1	$75 000,00	$75 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
311	Pump house - 20' insulated and heated container containing all the piping, valve, fittings, instrumentation, a transformer 600V/240V, a Local PLC, Motor Control Started, VFD, Local Control Station and HVAC	UNIT	1	$200 000,00	$200 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
311	Delivery of the plant to the site - 1 container					
311						
311						
B	**Pipeline**					
311	HDPE - DR11 (200PSI) - 3" - Butt fusion - Flange on both sides	m	2 186	$6,84	$14 952,24	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
311	HDPE - DR11 (200PSI) - 3" - Fittings	Lot	1	$5 980,90	$5 980,90	
311	Heat Tracing cables (cables & splice kits only)	ft	7 889	$39,18	$309 095,24	Quote from George Fisher, 09.04.2025
311	Electronic Thermostat NGUTC 6340-01	UNIT	3	$6 911,00	$20 733,00	Quote from George Fisher, 09.04.2025
311	Temperature Sensor URTD 15G	UNIT	3	$298,25	$894,75	Quote from George Fisher, 09.04.2025
311	Temperature Sensor URTD 15R	UNIT	3	$298,25	$894,75	Quote from George Fisher, 09.04.2025
311	Oversize Kits	UNIT	17	$600,00	$10 200,00	Quote from George Fisher, 09.04.2025
311	Nominal 76 mm (3.0 in) thick standard U.I.P.® urethane insulation c/w black extruded polyethylene, integral heat trace channels on customer supplied pipe	ft	7 889	$42,70	$336 864,90	Quote from George Fisher, 09.04.2025
311	2"X 2" Air & Vacuum Valve, Crispin, Model AX20-2					
311		UNIT	2	$6 665,70	$13 331,40	Quote from Conval Quebec, 24.04.2025
311						
311						
311						
C	**Electrical**					
311	Panelboard 600V, 100A, 25kA, 7 FEEDERS (2X20, 1X30A, 2X40A, 1X60A, 1X80A)	UNIT	1	$15 000,00	$15 000,00	RSMEANS
311	Divers	Lot	1	$2 000,00	$2 000,00	
311	VFD 15HP, 600V	UNIT	2	$2 000,00	$4 000,00	Quote from ABB 02.05.2025
D	**Ground preparation**					
311	Pipe bench beside the access road. See the typical cross-section by G-Mining. To be planned with Genipur	lot	1			

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - PUMPING AND DISTRIBUTION FOR PROCESS

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	BASIS OF PRICE	NOTES
A	**Pumping station - PP-PMP-001/002**						
313	Vertical pumps - GOULDSVIT-DIFM 14RJMC, 1 Stage, 50HP, 3Ph, 60Hz, 575V	UNIT	2	$60 491,00	$120 982,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025	
313	Pump house - 20' insulated and heated container containing all the piping, valve, fittings, instrumentation, a transformer 600V/240V, a Local PLC, Motor Control Started, VFD, Local Control Station and HVAC	UNIT	1	$200 000,00	$200 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025	
313	Delivery of the plant to the site - 1 container	lot	1				
B	**Pipeline**						
	B1 - Pumping well and suction line						
313	Slab on Grade Concrete 30 Mpa for containers 4in (100mm) - Including FormWork, Welded Wire Mesh, Embeds and anchor Bolts	m2	15	$-			
313	HDPE DR21 pipe 20 in diameter	m	40	$123,33	$4 933,20		
313	HDPE - DR11 (200PSI) - 12" - Butt fusion	m	1 930	$91,04	$175 707,20		
313	HDPE - DR11 (200PSI) - 12" - Fittings	Lot	1	$70 282,88	$70 282,88		
313	Heat Tracing cables C13-574-COJ	Ft	6 965	$39,18	$272 888,70		
313	Concrete prefabricated Pumping station SP9000 base of 2400 mm by Lecuyer for pipe of 500mm	Unit	1	$74 400,00	$74 400,00		
313	Concrete prefabricated Pumping station SP9000 extension of 5000 mm by Lecuyer	m	Included			Quote from Marcel Baril dated of 08.04.2025	
313	Concrete prefabricated Pumping station SP9000 Connexion of 2100 mm by Lecuyer	Lot	Included			Quote from Lecuyer 11.04.205	
313	galvanized steel ladder with anchor	Lot	Included				
313	butyl gasket for sealing sections (For pumping well and manhole)	Lot	Included				
313	Flex-Lok gasket for sealing the pipe (For pumping well and manhole)	Lot	Included				
313	Prefabricated concrete Manhole ⌀915 mm Base of 1110mm for pipe of 500mm	Unit	1	$1 600,00	$1 600,00		
313	Prefabricated concrete Manhole ⌀915 mm ring of 25 mm	Lot	Included				
313	Prefabricated concrete Manhole ⌀915 mm head of 200mm	Lot	Included				
313	Cast iron cover of ⌀750 mm. 300mm thick	Lot	Included				
313	Electronic Thermostat NGUTC 6340-01	UNIT	2	$6 911,00	$13 822,00	Quote from George Fisher, 09.04.2025	
313	Temperature Sensor URTD 15G	UNIT	2	$298,25	$596,50	Quote from George Fisher, 09.04.2025	
313	Temperature Sensor URTD 15R	UNIT	2	$298,25	$596,50	Quote from George Fisher, 09.04.2025	
313	Power Feed Kit 1	UNIT	7	$600,00	$4 200,00	Quote from George Fisher, 09.04.2025	
313	Nominal 76 mm (3.0 in) thick standard U.I.P.® urethane insulation c/w black extruded polyethylene, integral heat trace channels on customer supplied pipe	ft	6 965	$88,00	$612 939,63	Quote from George Fisher, 09.04.2025	
313	2"X 2" Air & Vacuum Valve, Crispin, Model AX20-2	UNIT	2	$6 665,70	$13 331,40	Quote from Conval Quebec, 24.04.2025	
C	**Electrical Room**						
313	Panelboard 600V, 125A, 25kA, 7 FEEDERS (2X20, 1X40A, 3X45A, 1X75A)	UNIT	1	$20 000,00	$20 000,00		
313	VFD 50HP, 600V	UNIT	2	$8 010,00	$16 020,00	Quote from ABB 02.05.2025	
313	Divers	Lot	1	$2 000,00	$2 000,00		
D	**Treatment**						
313	Sampson Bag Filter Unit Housings. Flowrate 900gpm. SS304	Unit	2	13999	$27 998,00	Quote from ERE, 10.04.	Ensuring good quality for process water
313	Filtration bags 7" x 32" - 1 micron	Unit	100	14,56	$1 456,00	Quote from ERE	Ensuring good quality for process water
E	**Instrumentation**						
364	Non-Contact Rader Level Transmitter	Unit	1	$ 3 000,00	$3 000,00		
364	Motorized Isolation Valve	Unit	2	$ 18 000,00	$36 000,00		
364	Pressure Transmitter	Unit	1	$ 3 000,00	$3 000,00		
364	Pressure Indicator	Unit	1	$ 3 000,00	$3 000,00		
364	Magnetic Flow Transmitter	Unit	1	$ 10 000,00	$10 000,00		

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - WATER PONDS AND WATER MANAGEMENT (PLANT AREA)

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	BASIS OF QUANTITY
	Note: items and quantities completed in client template					
A	**CONTACT WATER PONDS 1 and 2**					
324	CWP1: Tree clearing within local construction area, to include removal of stumps and stockpile in designated area.	m^2	7 269			Calculated from 3D model
324	CWP1: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from pond footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^2	2 181			Calculated from 3D model
324	CWP1: Excavate overburden to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	21 406			Calculated from 3D model
324	CWP1: Excavate 500 mm wide trenches in overburden for installation of subsurface drainage system in base of pond to a depth of up to 1 m, as indicated on the drawings.	m^3	36			Calculated from 3D model
324	CWP1: Supply and install G2 300 g/m^2 non-woven needle punched geotextile as filter layer in subsurface drainage system trench prior to provision of drainage stone. Geotextile to have minimum 300 mm overlap after placement of perforated pipe and drainage stone. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	234			Calculated from 3D model
324	CWP1: Supply and install Zone 9 Clear Stone (-19 mm) as drainage medium in subsurface drainage system trench. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification.	m^3	36			Calculated from 3D model
324	CWP1: Supply and install 75 mm ID double walled perforated HDPE pipes (DR11) with smooth bore supplied in 6 m length with push fit couplings in trench for subsurface drainage system, to grades and slopes indicated on the drawings. Rate to include transport, offloading, installation, and allowance for wastage.	m	111			Calculated from 3D model
324	CWP1: Supply and install 1.5 m diameter concrete manhole with prefabricated concrete rings, base slab, cover slab, concrete lid and internal step irons. Concrete rings to be 500 mm wide and 83 mm thick. For manhole depth up to 3 m.	No.	1			Estimated from preliminary design
324	CWP1: Supply and install pump in concrete manhole (costed in water treatment section)	No.	1			Estimated from preliminary design
324	CWP1: Excavate 1 m x 1 m trench in overburden around perimeter of pond for geomembrane anchor trench.	m^3	333			Calculated from 3D model
324	CWP1: Supply and install 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on base and slopes of pond as shown in drawings and anchor at crest. Rate to include allowance for wastage, overlap, welding of seams etc.	m^2	7 306			Calculated from 3D model
324	CWP1: Backfill geomembrane anchor with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill.	m^3	333			Calculated from 3D model
324	CWP1: Supply and install G1 500 g/m^2 nonwoven geotextile over geomembrane on base of pond. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	2 482			Calculated from 3D model
324	CWP1: Construct ballast layer at base of ponds with Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm), 0.3 m thick. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	683			Calculated from 3D model
324	CWP2: Tree clearing within local construction area, to include removal of stumps and stockpile in designated area.	m^2	5 632			Calculated from 3D model
324	CWP2: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from pond footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^2	1 690			Calculated from 3D model
324	CWP2: Excavate overburden to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	13 358			Calculated from 3D model
324	CWP2: Excavate 500 mm wide trenches in overburden for installation of subsurface drainage system in base of pond to a depth of up to 1 m, as indicated on the drawings.	m^3	35			Calculated from 3D model
324	CWP2: Supply and install G2 300 g/m^2 non-woven needle punched geotextile as filter layer in subsurface drainage system trench prior to provision of drainage stone. Geotextile to have minimum 300 mm overlap after placement of perforated pipe and drainage stone. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	231			Calculated from 3D model
324	CWP2: Supply and install Zone 9 Clear Stone (-19 mm) as drainage medium in subsurface drainage system trench. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification.	m^3	35			Calculated from 3D model
324	CWP2: Supply and install 75 mm ID double walled perforated HDPE pipes (DR11) with smooth bore supplied in 6 m length with push fit couplings in trench for subsurface drainage system, to grades and slopes indicated on the drawings. Rate to include transport, offloading, installation, and allowance for wastage.	m	110			Estimated from preliminary design

324	CWP2: Supply and install 1.5 m diameter concrete manhole with prefabricated concrete rings, base slab, cover slab, concrete lid and internal step irons. Concrete rings to be 500 mm wide and 83 mm thick. For manhole depth up to 3 m.	No.	1			Estimated from preliminary design
324	CWP2: Supply and install pump in concrete manhole (costed in water treatment section)	No.	1			Estimated from preliminary design
324	CWP2: Excavate 1 m x 1 m trench in overburden around perimeter of pond for geomembrane anchor trench.	m^3	323			Calculated from 3D model
324	CWP2: Supply and install GL 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on base and excavated side slopes of pond as shown in drawings and anchor at crest. Rate to include allowance for wastage, overlap, welding of seams etc.	m^2	4 851			Calculated from 3D model
324	CWP2: Backfill geomembrane anchor with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill.	m^3	323			Calculated from 3D model
324	CWP2: Supply and install G1 500 g/m^2 nonwoven geotextile over geomembrane on base of pond. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	1 093			Calculated from 3D model
324	CWP2: Construct ballast layer at base of ponds with Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm), 0.3 m thick. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	278			Calculated from 3D model
	Subtotal					

B	SEDIMENTATION AND POLISHING PONDS					
325	SP1&2: Tree clearing within local construction area, to include removal of stumps and stockpile in designated area.	m^2	42 358			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from dam and pond footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^3	12 311			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Excavate overburden to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	4 308			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Regrade excavated overburden and nominally compact to achieve uniform slopes indicated in the drawings. Stockpile excess excavated material in designated stockpile.	m^3	8 422			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Excavate 500 mm wide trenches in overburden for installation of subsurface drainage system in base of pond to a depth of 0.5 m, as indicated on the drawings.	m^3	63			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Supply and install G2 300 g/m^2 non-woven needle punched geotextile as filter layer in subsurface drainage system trench prior to provision of drainage stone. Geotextile to have minimum 300 mm overlap after placement of perforated pipe and drainage stone. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	575			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Supply and install Zone 9 Clear Stone (-19 mm) as drainage medium in subsurface drainage system trench. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification.	m^3	63			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Supply and install 75 mm ID double walled perforated HDPE pipes (DR11) with smooth bore supplied in 6 m length with push fit couplings in trench for subsurface drainage system, to grades and slopes indicated on the drawings. Rate to include transport, offloading, installation, and allowance for wastage.	m	250			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Rip base of dam embankment to a depth of 200 mm and compact to 95% Standard Proctor density.	m^2	31 976			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Construct embankments with Zone 2 Waste Rock (-450 mm), including perimeter and central dams. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from pit development or stockpiles as identified by Owner.	m^3	170 594			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Construct access ramps using Zone 2 Waste Rock (-450 mm) to grades shown on drawings. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from pit development or stockpiles as identified by Owner.	m^3	1 820			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Construct upstream Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm) layer 0.3 m thick on upstream dam and access ramp slopes. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	6 586			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Construct upstream Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) layer 0.3 m thick on upstream dam and access ramp slopes. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	6 586			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Supply and install vibrating wire piezometers (VWP, RST Instruments Part #VW2100, 0.35 MPa) at the toe of the highest portion of the lined pond dam (1 per dam). Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	2			Estimated from preliminary design
325	SP1&2: Supply and install VWP enclosures (4", RST Instruments Part #DT2011-SE) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	2			Estimated from preliminary design
325	SP1&2: Supply and install Single Channel VWP Datalogger (RST Instruments Part #DT2011B) at the crest of the dam above each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	2			Estimated from preliminary design
325	SP1&2: Supply and install Cable splice kit (RST Instruments Part #ELSPLICE4) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	2			Estimated from preliminary design
325	SP1&2: Supply and install cable to connect each VWP to a data logger. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	m	100			Estimated from preliminary design
325	SP1&2: Supply and install GL 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on pond base and upstream slopes of embankments and anchor at crest as shown in drawings. Rate to include allowance for wastage, overlap, welding of seams etc.	m^2	33 918			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Backfill geomembrane anchor with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill.	m^3	1 161			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Supply and install G1 500 g/m^2 nonwoven geotextile over geomembrane on base of pond. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	9 985			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Construct ballast layer at base of ponds with Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm), 0.3 m thick. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	2 719			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm on access ramp surfaces.	m^3	330			Calculated from 3D model

325	SP1&2: Supply and install 20 MPa concrete pad 0.3 m thick on lined access ramp surfaces.	m^3	330			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Supply and install Zone 4 Granular B Type II minimum 300 mm thick wearing course on crest of dam for vehicular access as well as graded ramps between connecting dams of different heights.	m^3	3 874			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Supply and install Zone 4 Granular B Type II safety berms on both sides of dam crest as indicated on the drawings.	m^3	1 393			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Excavate in each Sedimentation Pond dam to form spillway to Polishing Pond as indicated on the drawings.	m^3	500			Estimated from preliminary design
325	SP1&2: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm on spillway base as indicated on the drawings.	m^3	34			Calculated from 3D model
325	SP1&2: Supply and place 30 MPa reinforced concrete spillway as shown on drawings. Rate to include formwork and reinforcement.	m^3	50			Estimated from preliminary design
325	SP1&2: Provide and install anchor bolts to affix GL 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane to concrete. Rate to include stainless steel batton and rubber gaskets.	No.	150			Estimated from preliminary design
325	PP: Tree clearing within local construction area including spillway chute, to include removal of stumps and stockpile in designated area.	m^2	49 297			Calculated from 3D model
325	PP: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from dam, pond, and spillway chute footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^3	14 186			Calculated from 3D model
325	PP: Excavate overburden to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	3 532			Calculated from 3D model

325	PP: Regrade excavated overburden and nominally compact to achieve uniform slopes indicated in the drawings. Stockpile excess excavated material in designated stockpile.	m^3	6 906			Calculated from 3D model
325	PP: Excavate 500 mm wide trenches in overburden for installation of subsurface drainage system in base of pond to a depth of 0.5 m, as indicated on the drawings.	m^3	75			Calculated from 3D model
325	PP: Supply and install G2 300 g/m^2 non-woven needle punched geotextile as filter layer in subsurface drainage system trench prior to provision of drainage stone. Geotextile to have minimum 300 mm overlap after placement of perforated pipe and drainage stone. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	690			Calculated from 3D model
325	PP: Supply and install Zone 9 Clear Stone (-19 mm) as drainage medium in subsurface drainage system trench. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification.	m^3	75			Calculated from 3D model
325	PP: Supply and install 75 mm ID double walled perforated HDPE pipes (DR11) with smooth bore supplied in 6 m length with push fit couplings in trench for subsurface drainage system, to grades and slopes indicated on the drawings. Rate to include transport, offloading, installation, and allowance for wastage.	m	300			Calculated from 3D model
325	PP: Supply and install 1.5 m diameter concrete manhole with prefabricated concrete rings, base slab, cover slab, concrete lid and internal step irons. Concrete rings to be 500 mm wide and 83 mm thick. For manhole depth of 1 to 2 m.	No.	1			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install pump in concrete manhole (costed in water treatment section)	No.	1			Estimated from preliminary design
325	PP: Rip base of dam embankment to a depth of 200 mm and compact to 95% Standard Proctor density.	m^2	30 473			Calculated from 3D model
325	PP: Construct embankments with Zone 2 Waste Rockfill (-450 mm), including perimeter and central dams. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from pit development or stockpiles as identified by Owner.	m^3	187 024			Calculated from 3D model
325	PP: Construct upstream Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm) layer 0.3 m thick on upstream dam slopes. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	4 190			Calculated from 3D model
325	PP: Construct upstream Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) layer 0.3 m thick on upstream dam slopes. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	4 190			Calculated from 3D model
325	PP: Supply and install vibrating wire piezometers (VWP, RST Instruments Part #VW2100, 0.35 MPa) at the toe of the highest portion of the lined pond dam. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	1			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install VWP enclosures (4", RST Instruments Part #DT2011-SE) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	1			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install Single Channel VWP Datalogger (RST Instruments Part #DT2011B) at the crest of the dam above each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	1			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install Cable splice kit (RST Instruments Part #ELSPLICE4) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	1			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install cable to connect each VWP to a data logger. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	m	50			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install GL 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on pond base and upstream slopes of embankments and anchor at crest as shown in drawings. Rate to include allowance for wastage, overlap, welding of seams etc.	m^2	28 590			Calculated from 3D model
325	PP: Backfill geomembrane anchor trench with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill.	m^3	574			Calculated from 3D model
325	PP: Supply and install G1 500 g/m^2 nonwoven geotextile over geomembrane on base of pond. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	13 689			Calculated from 3D model
325	PP: Construct ballast layer at base of ponds with Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm), 0.3 m thick. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	3 956			Calculated from 3D model
325	PP: Supply and install Zone 4 Granular B Type II minimum 300 mm thick wearing course on crest of dam for vehicular access as well as graded ramps between connecting dams of different heights.	m^3	1 847			Calculated from 3D model
325	PP: Supply and install Zone 4 Granular B Type II safety berms on both sides of dam crest as indicated on the drawings.	m^3	861			Calculated from 3D model
325	PP: Construct spillway chute with Zone 2 Waste Rockfill (-450 mm). Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from pit development or stockpiles as identified by Owner.	m^3	12 810			Calculated from 3D model

325	PP: Supply and install three 36 inch DR21 HDPE pipes through dam (covered under WBS 366).	m	315			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install Zone 4 Granular B Type II for pipe bedding and trench backfill around pipes through dam in layers of 200 mm thick and compact to 90% standard Proctor density. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	80			Estimated from preliminary design
325	PP: Excavate emergency spillway in Polishing Pond dam embankment and spillway chute to the lines and grades shown on the drawings.	m^3	3 517			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install Zone 4 Granular B Type II in layers of 200 mm thick and compact to 90% standard Proctor density in base of emergency spillway. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	30			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install 20 MPa concrete sill 0.3 m thick on Zone 4 placed on base of spillway to set the spillway sill elevation as indicated on the drawings.	m^3	30			Estimated from preliminary design
325	PP: Provide and install anchor bolts to affix GL 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane to concrete. Rate to include stainless steel batton and rubber gaskets.	No.	67			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install G1 500 g/m^2 nonwoven geotextile on spillway side slopes through the dam and on the base and side slopes in the spillway chute. Rate to include allowance for anchoring, wastage, overlap, etc.	m^2	2 483			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile on sideslopes in spillway weir on dam crest. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification. Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner.	m^3	75			Estimated from preliminary design
325	PP: Supply and install Zone 7c Spillway Erosion Protection with D50 = 400 mm and place in 500 mm thick layer on geotextile in base of ditch and sideslopes in spillway chute. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification. Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner.	m^3	3 122			Estimated from preliminary design
	Subtotal					

c	CONTAMINATED CONTACT WATER POND					
326	CCWP: Tree clearing within local construction area, to include removal of stumps and stockpile in designated area.	m^2	15 684			Calculated from 3D model
326	CCWP: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from dam and pond footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^3	4 288			Calculated from 3D model
325	CCWP: Excavate overburden to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	1 637			Calculated from 3D model
326	CCWP: Regrade excavated overburden and nominally compact to achieve uniform slopes indicated in the drawings. Stockpile excess excavated material in designated stockpile.	m^3	3 200			Calculated from 3D model
326	CCWP: Excavate 500 mm wide trenches in overburden for installation of subsurface drainage system in base of pond to a depth of 1 m, as indicated on the drawings.	m^3	120			Calculated from 3D model
326	CCWP: Supply and install G2 300 g/m^2 non-woven needle punched geotextile as filter layer in subsurface drainage system trench prior to provision of drainage stone. Geotextile to have minimum 300 mm overlap after placement of perforated pipe and drainage stone. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	792			Calculated from 3D model
326	CCWP: Supply and install Zone 9 Clear Stone (-19 mm) as drainage medium in subsurface drainage system trench. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification.	m^3	120			Calculated from 3D model
326	CCWP: Supply and install 75 mm ID double walled perforated HDPE pipes (DR11) with smooth bore supplied in 6 m length with push fit couplings in trench for subsurface drainage system, to grades and slopes indicated on the drawings. Rate to include transport, offloading, installation, and allowance for wastage.	m	240			Calculated from 3D model
326	CCWP: Supply and install 1.5 m diameter concrete manhole with prefabricated concrete rings, base slab, cover slab, concrete lid and internal step irons. Concrete rings to be 500 mm wide and 83 mm thick. For manhole depth of 1 to 2 m.	No.	1			Estimated from preliminary design
326	CCWP: Supply and install pump in concrete manhole (costed in water treatment section)	No.	1			Estimated from preliminary design
326	CCWP: Rip base of dam embankment to a depth of 200 mm and compact to 95% Standard Proctor density.	m^2	11 382			Calculated from 3D model
326	CCWP: Construct embankments with Zone 2 Waste Rock (-450 mm), including perimeter and central dams. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from pit development or stockpiles as identified by Owner.	m^3	34 119			Calculated from 3D model
326	CCWP: Construct upstream Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm) layer 0.3 m thick on upstream dam slopes. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	1 376			Calculated from 3D model
326	CCWP: Construct upstream Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) layer 0.3 m thick on upstream dam slopes. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	1 376			Calculated from 3D model
326	CCWP: Supply and install vibrating wire piezometers (VWP, RST Instruments Part #VW2100, 0.35 MPa) at the toe of the highest portion of the lined pond dam. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	1			Estimated from preliminary design
326	CCWP: Supply and install VWP enclosures (4", RST Instruments Part #DT2011-SE) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	1			Estimated from preliminary design
326	CCWP: Supply and install Single Channel VWP Datalogger (RST Instruments Part #DT2011B) at the crest of the dam above each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	1			Estimated from preliminary design
326	CCWP: Supply and install Cable splice kit (RST Instruments Part #ELSPLICE4) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	1			Estimated from preliminary design
326	CCWP: Supply and install cable to connect each VWP to a data logger. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	m	40			Estimated from preliminary design
326	CCWP: Supply and install GL 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on pond base and upstream slopes of embankments and anchor at crest as shown in drawings. Rate to include allowance for wastage, overlap, welding of seams etc.	m^2	8 187			Calculated from 3D model
326	CCWP: Backfill geomembrane anchor trench with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill.	m^3	352			Calculated from 3D model
326	CCWP: Supply and install G1 500 g/m^2 nonwoven geotextile over geomembrane on base of pond. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	2 937			Calculated from 3D model

326	CCWP: Construct ballast layer at base of ponds with Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm), 0.3 m thick. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	846			Calculated from 3D model
326	CCWP: Supply and install Zone 4 Granular B Type II minimum 300 mm thick wearing course on crest of dam for vehicular access as well as graded ramps between dams of varying heights.	m^3	1 055			Calculated from 3D model
326	CCWP: Supply and install Zone 4 Granular B Type II safety berms on both sides of dam crest as indicated on the drawings.	m^3	527			Calculated from 3D model
326	CCWP: Construct access road to dam with Zone 2 Waste Rock (-450 mm). Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from pit development or stockpiles as identified by Owner.	m^3	764			Calculated from 3D model
326	CCWP: Supply and install Zone 4 Granular B Type II minimum 300 mm thick wearing course on dam access road.	m^3	144			Calculated from 3D model
	Subtotal					
D	**TREATED WATER COLLECTION POND**					
361	Treated water collection pond (TWCP): Tree clearing within local construction area, to include removal of stumps and stockpile in designated area.	m^2	10 122			Calculated from 3D model
361	TWCP: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from pond footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^2	10 122			Calculated from 3D model
361	TWCP: Excavate overburden to bedrock within pond footprint. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	52 255			Calculated from 3D model with assumed bedrock elevation at El. 374 m based on limited available borehole data
361	TWCP: Blast bedrock to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	6 848			Calculated from 3D model with assumed bedrock elevation at El. 374 m based on limited available borehole data
361	TWCP: Supply and install slush grout on exposed bedrock surface for liner surface preparation.	m^2	2 911			Calculated from 3D model
361	TWCP: Blast 500 mm wide trench in bedrock for installation of subsurface drainage system in base of pond to a depth of up to 1 m, as indicated on the drawings.	m^3	43			Bedrock elevation assumed at El. 374 m based on limited available borehole data. 0.5 m width x 1 m depth x 86 m length
361	TWCP: Supply and install G2 300 g/m^2 non-woven needle punched geotextile as filter layer in subsurface drainage system trench prior to provision of drainage stone. Geotextile to have minimum 300 mm overlap after placement of perforated pipe and drainage stone. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	285			Calculated from 3D model
361	TWCP: Supply and install Zone 9 Clear Stone (-19 mm) as drainage medium in subsurface drainage system trench. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification.	m^3	43			0.5 m width x 1 m depth x 86 m length
361	TWCP: Supply and install 75 mm ID double walled perforated HDPE pipes (DR11) with smooth bore supplied in 6 m length with push fit couplings in trench for subsurface drainage system, to grades and slopes indicated on the drawings. Rate to include transport, offloading, installation, and allowance for wastage.	m	110			Estimated from preliminary design
361	TWCP: Supply and install 1.5 m diameter concrete manhole with prefabricated concrete rings, base slab, cover slab, concrete lid and internal step irons. Concrete rings to be 500 mm wide and 83 mm thick. For manhole depth up to 3 m.	No.	1			Estimated from preliminary design
361	TWCP: Supply and install pump in concrete manhole (costed in water treatment section)	No.	1			Estimated from preliminary design
361	TWCP: Excavate 1 m x 1 m trench in overburden around perimeter of pond for geomembrane anchor trench.	m^3	393			Calculated from 3D model
361	TWCP: Supply and install GL 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on base and slopes of pond as shown in drawings and anchor at crest. Rate to include allowance for wastage, overlap, welding of seams etc.	m^2	10 251			Calculated from 3D model
361	TWCP: Backfill geomembrane anchor trench with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill.	m^3	393			Calculated from 3D model
361	TWCP: Supply and install G1 500 g/m^2 nonwoven geotextile over geomembrane on base of pond. Rate to include allowance for wastage, overlap, etc.	m^2	3 133			Calculated from 3D model
361	TWCP: Construct ballast layer at base of ponds with Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm), 0.3 m thick. Rate to include excavate, select, load, transport, offload, spread or backfill, water, compact, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. Material sourced from processed material temporary stockpiles.	m^3	843			Calculated from 3D model
	Subtotal					
	TOTAL COST					

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT -PHASE 1 DYKES

WBS	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	Basis of Quantities
A	**DYKE IN LAKE 001 PHASE 1**					
327	Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from dyke footprint (on dry land) to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^2	5 600			The dam footprint on land from the Autocad model
327	Remove lake sediments from below dyke footprint with dredging or long reach excavator to a depth of 1.5 m.	m^3	7 800			The dam footprint underwater from the Autocad model, and the thickness of the loose materilas in lake sediment interpreted from BH logs
327	Supply and Install silt curtains in Lake 001 on the upstream and downstream sides of Phase 1 Dyke	m^2	1 200			Considering the height from the water level to the lake bed
327	Load, haul , dump and construct central berm in water with dumping and dozing method from edge of water with Zone 1 crushed stone (-75 mm) sourced from on-site stockpile	m^3	3 700			From deisgn of dam, using Civil 3D
327	Construct side berms in water with select Mine Rockfill (-450 mm) with dumping and dozing method from edge of water. (Below El 375m)	m3	13 900			From deisgn of dam, using Civil 3D
327	Supply and install steel sheet piles to bedrock within Zone 1 to form a barrier against water infiltration and to ensure the structural integrity of the dyke. Top of sheet pile elevation to match final dyke elevation	m^2	1 500			From the dam length and depth of the IDF water level to the bedrock
327	Construct remaining berm above crushed stone layer and adjacent to sheet pile to final berm elevation with Zone 2 Mine Rockfill (-450 mm) (Above EL 375m)	m^3	10 500			From deisgn of dam, using Civil 3D
327	Load, haul, place, and compact Granular B Type II from stockpile on crest of dyke for vehicular access, including safety berms on dam crest.	m^3	600			From deisgn of dam, using Civil 3D
	Subtotal				$0,00	
B	**DYKE IN LAKE 001 PHASE 2**					
327	Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from dyke footprint (on dry land) to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^2	9 800			The dam footprint on land from the Autocad model
327	Remove lake sediments from below dyke footprint with dredging or long reach excavator to a depth of 1.5 m.	m^3	44 300			The dam footprint underwater from the Autocad model, and the thickness of the loose materilas in lake sediment interpreted from BH logs
327	Supply and Install silt curtains in Lake 001 on the upstream and downstream sides of Phase 1 Dyke	m^2	2 800			Considering the height from the water level to the lake bed
327	Load, haul , dump and construct central berm in water with dumping and dozing method from edge of water with Zone 1 crushed stone (-75 mm) sourced from on-site stockpile.	m^3	23 900			From deisgn of dam, using Civil 3D
327	Construct side berms in water with select Mine Rockfill (-450 mm) with dumping and dozing method from edge of water. (below EL 375m)	m3	71 100			From deisgn of dam, using Civil 3D
327	Supply and install steel sheet piles to bedrock within Zone 1 to form a barrier against water infiltration and to ensure the structural integrity of the dyke. Top of sheet pile elevation to match final dyke elevation	m^2	7 200			From the dam length and depth of the IDF water level to the bedrock
327	Construct remaining berm above crushed stone layer and adjacent to sheet pile to final berm elevation with Zone 2 Mine Rockfill (-450 mm) (Above EL 375m)	m^3	26 800			From deisgn of dam, using Civil 3D
	Load, haul, place, and compact Granular B Type II from stockpile on crest of dyke for vehicular access, including safety berms on dam crest.	m^3	1 400		$0,00	From deisgn of dam, using Civil 3D
C	**SEDIMENT CONTROL DAM**					
327	Remove lake sediments from below dyke footprint with dredging or long reach excavator to a depth of 1.5 m.	m^3	1 188			The dam footprint from the Autocad model, and the thickness of the loose materilas in lake sediment interpreted from BH logs
327	Construct berm with Zone 2 Mine Rockfill (-450 mm)	m^3	772			From deisgn of dam, using Civil 3D
	Subtotal				**$0,00**	
	TOTAL COST				**$0,00**	

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - DIVERSION DITCH

WBS	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	
A	**FOUNDATION PREPARATION**					
329	Excavate topsoil and soft material (overburden) to form the required channel profile in areas where it is aligned through natural soil. To be placed in Overburden Pile 04 or 05.	m^3	6 000			0.4 m of overburden as per BH CV 780/782
329	Blast bedrock to form the required channel profile in areas where it is aligned through rocky terrain. Remove blast muck and place it in the StockPile 001	m^3	61 000			Assuming bed rock below 0.4 m of surface as per BH CV 780/782.
329	Supply and install 500g/m2 non-woven needle punched geotextile below rip-rap for erosion protection in the channel induding anchoring as per detail in areas where is is aligned through natural soil. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	157			Assuming 15% of the channel needs to be ripraped.
329	Install Zone 7 rip-rap for erosion protection with D50 = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base and sideslopes of the ditches as per detail in areas where it is aligned through natural soil. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	517			Assuming 15% of the channel needs to be ripraped.
329	Backfill with blasted rock along the channel crest to meet the required channel profile and depth where required. Rate to include loading, transport, offloading, spreading or backfilling.	m^3	200			Assummed
C	**MISCELLANEOUS WORK ITEMS**					
	Subtotal					
	TOTAL COST					

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - WATER TREATMENT FOR POTABLE PRODUCTION

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	Basis of estimate
A	**Treatment plant**					
331	Potable water production - Treatment Unit - 176 m3/d (450 rooms) - No installation, no delivery	UNIT	1	$1 671 554,00	$1 671 554,00	Supplier quote
331	Delivery of the plant to the site - 4 containers					
331	Installation and interconnecting piping					
331	First fill of chemical for start-up	lot	1	$1 200,00	$1 200,00	
331	Commissioning and training of operators (5% of total price)	lot	1	$83 577,70	$83 577,70	
331						
B	**Pipeline**					
331						
331						
331						
C	**Electrical Room**					
331	Panelboard 600V, 125A, 25kA, 9 FEEDERS (9X20A, 1x30A)	UNIT	1	$6 262,29	$6 262,29	Quote from ABB 01.05.2025
331	VFD 7,5HP, 600V	UNIT	2	$2 000,00	$4 000,00	Quote from ABB 0xx.05.2025
331	VFD 20HP, 600V	UNIT	2	$3 400,00	$6 800,00	Quote from ABB 0xx.05.2025
331	Divers	Lot	1			
D	**Services**					
331						
331						
E	**Ground preparation**					
331	Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from designated footprint and stockpile in designated area.	m2	120			
331	Slab on Grade Concrete 30 Mpa for containers 4in (100mm) - Including FormWork, Welded Wire Mesh, Embeds and anchor Bolts	m2	74			
331		m3				
331		m2				

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - POTABLE WATER DISTRIBUTION

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT
A	**Pumping station - FWD-PMP-001/002**				
333					
333					

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - SEWAGE TREATMENT PLANT

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	Basis of estimate
A	**Treatment plant**					
341	Ultimo SMBR - Sewage water treatment unit - Mabarex - 176 m3/d (450 rooms) - No installation, no delivery	UNIT	1	$4 618 114,00	$4 618 114,00	Supplier quote from Mabarex
341	Delivery of the plant to the site - 5 containers + 2 reservoirs					
341						
341	First fill of chemical for start-up	lot	1	$18 800,00	$18 800,00	
341	Commissioning and training of operators (5% of total price)	lot	1	$230 905,70	$230 905,70	
341						
341						
B	**Pipeline**					
341	Potable water pipeline between potable production plant and sewage treatment plant - DR17 - 2in - Butt fusion	m	100	$3,08	$308,00	
341	Potable water pipeline between potable production plant and sewage treatment plant - DR17 - 2in - fittings	lot	1	$92,40	$92,40	
C	**Electrical Room**					
341	Panelboard 600V, 600A, 25kA, 11 FEEDERS (20X20A, 1X40)	UNIT	1	$25 000,00	$25 000,00	
341	VFD 7,5HP, 600V	UNIT	8	$2 000,00	$16 000,00	Quote from ABB 0xx.05.2025
341	VFD 15HP, 600V	UNIT	8	$2 800,00	$22 400,00	Quote from ABB 0xx.05.2025
D	**Services**					
		TBD				
E	**Ground preparation**					
341	Crushed stone, backfill and compaction	m2	500			
341	Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from designated footprint and stockpile in designated area.	m2	500			
341	Slab on Grade Concrete 30 Mpa for containers 4in (100mm) - Including FormWork, Welded Wire Mesh, Embeds and anchor Bolts	m2	53			

NN10260950

25,000 gal. (US) 20,880 gal. (UK) 94,600 L
Diamètre: 3,048 mm (10')
Longueur: 13,996 aim (45' 11")
Poids: 3,425 kg (7,550 livres)

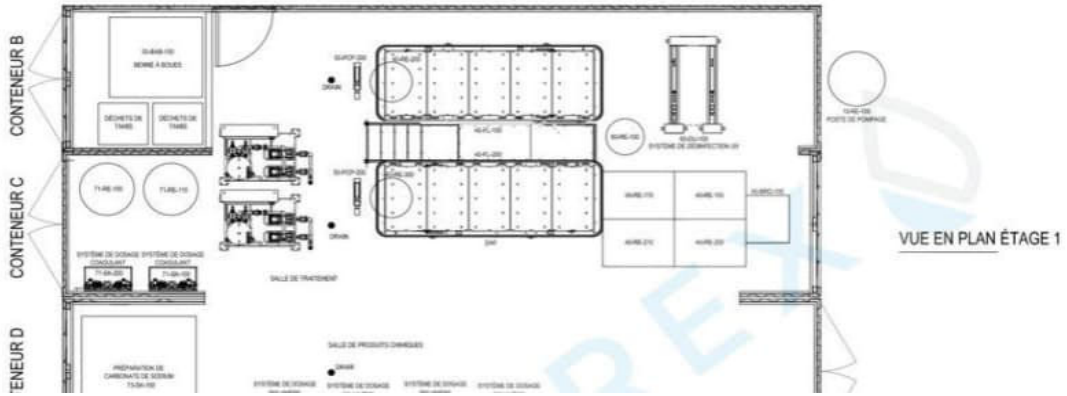


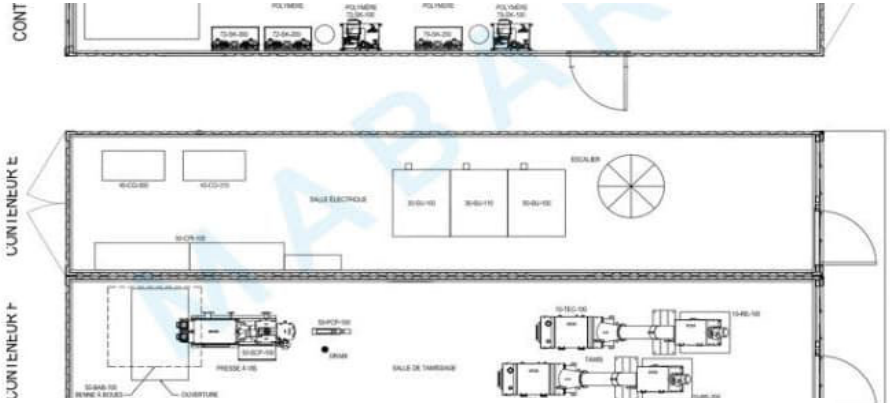
NN08350687

18,000 gal. (US) 14,990 gal. (UK) 68,100 L
Diamètre: 2,438 mm (8')
Longueur: 16,573 mm (54' 4 1/2")
Poids: 2,654 kg (6,860 livres)



*Considering the footprint of 3X40' containers + 2 X40' containers for the two reservoirs





VUE EN PLAN ÉTAGE 2

sol du bâtiment mécanique constitué de cinq conteneurs de 40' et des deux -sols en fibre de verre isolés (prétraitement/bioréacteur totalisant 65 m^3 et 85 m^3 e des boues) représente environ 500 m^2.

AtkinsRéalis - Confidential / Confidentiel

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - TREATED DOMESTIC WATER DISCHARGE

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	Base of estimate
A	**Pumping station - SWT-PMP-001/002**					included in 341 for electricity
342	Barmesa Submersible Stainless Dewatering Pump - 2KLEIN-202, 2", 153 GPM, 2.0 HP, Stainless, 230V, Single-Phase	Unit	2	$2 000,00	$4 000,00	Barmesa Submersible Stainless Dewatering Pump - 2KLEIN-202, 2", 153 GPM, 2.0 HP, Stainless, 230V, Single-Phase
342	Concrete prefabricated Pumping station SP9000 base of 2400 mm by Lecuyer for pipe of 500mm	Lot	1	$43 400,00	$43 400,00	Quote from Lecuyer 11.04.205 (70% of the price to consider a smaller pumping station)
342	Concrete prefabricated Pumping station SP9000 Connexion of 2100 mm by Lecuyer	Lot	Included			
342	galvanized steel ladder with anchor	Lot	Included			
342	butyl gasket for sealing sections (For pumping well and manhole)	Lot	Included			
342	Flex-Lok gasket for sealing the pipe (For pumping well and manhole)	Lot	Included			
342	Non-Contact Rader Level Transmitter	unit	1	$3 000,00	$3 000,00	
B	**Pipeline**					
342	HDPE - DR11 (200PSI) - 3" Butt Fusion	m	1 525	$6,84	$10 431,00	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
342	HDPE - DR11 (200PSI) - 3" - Fittings	lot	1	$3 129,30	$3 129,30	

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - CONTACT WATER TREATEMENT PLANT - PHASE 1

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	Basis of estimate
A	**Treatment plant**					
361	Trace Metal Water Treatment - Veolia - 1 165 m3/h - No installation, no delivery	Lot	1	$4 375 000,00	$4 375 000,00	Quote from Veolia (2025.04.14). 20% of contingency added
361	Laboratory in 20" container - Insulated and heated	Unit	1	$150 000,00		Quote from Veolia (2025.04.16). 20% of contingency added
361	Delivery of the plant to the site - 6 containers + 2 geotubes	lot	1			
361						
361	First fill of chemical for start-up	lot	1	$15 000,00	$15 000,00	
361	Commissioning and training of operators (5% of total price)	lot	1	$218 750,00	$218 750,00	
361	Megadome XP high Profiles - 30m wide x 40m length	Unit	1			
361	Barmesa Submersible Stainless Steel Vortex Sewage Pump - 2BSV-101DS, 2", 127 GPM, 1.0 HP, Single-Phase, 115 Volt - FCW-PMP-001	UNit	2	$1 061,00	$2 122,00	To transfer water from filtered water to contaminated water - Barmesa Submersible Stainless Steel Vortex Sewage Pump - 2BSV-101DS, 2", 127 GPM, 1.0 HP, Single-Phase, 115 Volt
361	HDPE DR17 pipe 2 in diameter Butt fusion - FCW-PMP-001	m	100	$3,08	$308,00	
361	HDPE - DR17 - 2" - Fittings - FCW-PMP-001	lot	1	$92,40	$92,40	
361	Heat Tracing cables C13-574-COJ - FCW-PMP-001	Ft	361	$12,00	$4 330,71	
361	Electronic Thermostat NGUTC 6340-01 - FCW-PMP-001	Unit	1	$6 911,00	$6 911,00	
361	Temperature Sensor URTD 15G - FCW-PMP-001	Unit	1	$298,25	$298,25	
361	Temperature Sensor URTD 15R - FCW-PMP-001	Unit	1	$298,25	$298,25	
361	Power Feed Kit 1 - FCW-PMP-001	Unit	1	$935,90	$935,90	
361	Nominal 76 mm (3.0 in) thick standard U.I.P.® urethane insulation c/w black extruded polyethylene, integral heat trace channels on customer supplied pipe - FCW-PMP-001	Ft	361	$30,00	$10 826,77	
B	**Electrical Room**					
361	Panelboard 600V, 400A, 25kA, 11 FEEDERS (20X20A, 1x40A, 4x100A)	UNIT	1	$30 000,00	$30 000,00	
361	VFD 5HP, 600V	UNIT	8	$1 500,00	$12 000,00	Quote from ABB 0xx.05.2025
361	VFD 75HP, 600V	UNIT	4	$11 000,00	$44 000,00	Quote from ABB 0xx.05.2025
361						
C	**Ground preparation**					
361	Remove muskeg, organics, topsoil, and unsuitable soil from designated footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m2	1575			
361	Slab on Grade Concrete 30 Mpa for containers 4in (100mm) - Including FormWork, Welded Wire Mesh, Embeds and anchor Bolts	m2	5775			
D	**SERVICES**					
361	Insulated potable water tank of 5 m3 with recirculating flow to protect againt freezing	Unit	1			
361	Centrifugal pump rated at 55 Usgpm	Unit	1			
361	All the piping to allow the recirculation of 15 Usgpm + 40 Usgpm for 2 emergency shower in the plant	Unit	1			
361	All the fitting to allow the recirculation of 15 Usgpm + 40 Usgpm for 2 emergency shower in the plant	Unit	1			

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - CONTACT WATER TREATEMENT PLANT - PHASE 2

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	Basis of quantities
A	**Treatment plant -**					
A1	**Trace Metal**					
362	Trace Metal Water Treatment - Veolia - 1 895 m3/h (NOT IN INITIAL CAPEX)	Lot	1	$2 880 000,00	$2 880 000,00	Quote from Veolia (2025.04.14).
362	Delivery of the plant to the site - 1 container + 1 geotube					
362						
A1	**TSS**					
362	TSS Water Treatment - Veolia 1 570 m3/hr (NOT IN INITIAL CAPEX)	Lot	1	$3 700 000,00	$3 700 000,00	Quote from Veolia (2025.04.14).
362	Delivery of the plant to the site - 2 container + 4 geotubes	Lot	1			
362	First fill of chemical for start-up	Lot	1	$15 000,00	$15 000,00	
362	Commissioning and training of operators (5% of total price)	Lot	1	$185 000,00	$185 000,00	
362						
B	**Electrical Room**					
362	Panelboard 600V, 400A, 25kA, 21 FEEDERS (20X20A, 1x40A)	UNIT	1	$25 000,00	$25 000,00	
362	VFD 5HP, 600V	UNIT	10	$1 500,00	$15 000,00	Quote from ABB 0xx.05.2025
362	VFD 10HP, 600V	UNIT	3	$2 500,00	$7 500,00	Quote from ABB 0xx.05.2025
361	VFD 75HP, 600V	UNIT	1	$11 000,00	$11 000,00	Quote from ABB 0xx.05.2025
C	**Ground preparation**					
C1	**Trace Metal**					
362	Slab on Grade Concrete 30 Mpa for containers 4in (100mm) - Including FormWork, Welded Wire Mesh, Embeds and anchor Bolts	m3	805,00			
362	Slab on Grade Concrete 30 Mpa for containers 4in (100mm) - Including FormWork, Welded Wire Mesh, Embeds and anchor Bolts	m2	6 370			
362		m2				
362						
C2	**TSS**					
362	Remove muskeg, organics, topsoil, and unsuitable soil from designated footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m2	3150			
362		m2				
D	**SERVICES**					

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - PUMPS & PIPING - PHASE 1

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	
A	**Pumping station - P1-PMP-001/002**					
	A1 Pumping station					
364	Centrifugal pump, Sewatec K 150-403G 3ENH 504/504	UNIT	2	$69 300,00	$138 600,00	Quote fromKSB 05.12.2025
364	Pump house - 20' insulated and heated container containing all the piping, valve, fittings, instrumentation, a transformer 600V/240V, a Local PLC, Motor Control Started, VFD, Local Control Station and HVAC	unit	1	$200 000,00	$200 000,00	
364	Priming System	unit	1	$20 000,00	$20 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Delivery of the plant to the site - 1 container	unit	1			
	A2 Pipeline					
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 14" - Butt fusion	m	2 971	$109,79	$326 186,09	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
	HDPE - DR11 (200PSI) - 14" - Fittings	lot	1	$97 855,83	$97 855,83	
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 24" (Suction) - Butt fusion	m	40	$322,58	$12 903,20	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
	HDPE - DR11 (200PSI) - 24" - Fittings	lot	1	$3 870,96	$3 870,96	
	Piping installation					
364	3" Air & Vacuum Valve Crispin Model AX30	Unit	2	$14 952,72	$29 905,44	Quote from Conval Quebec 24.04.2025
364	Ball valve - 316 S.S. Body - Model 3"K-456666PTSE-v3 cadenassable	Unit	4	$4 153,19	$16 612,76	Quote from ISCO 29.04.2025
364	316 AI ROBINET A BOUTS FILETE 4 BILLE 2MC PASS 1000 WOG	UNIT	4	$944,09	$3 776,36	Quote from ISCO 29.04.2025
364	20" X 4" ELECTROFUSION BRANCH SADDLE	UNIT	4	$1 128,14	$4 512,56	Quote from ISCO 29.04.2025
364	4" IPS MANCHON ELECTROFUSION TEGA FM	UNIT	4	$36,33	$145,32	Quote from ISCO 29.04.2025
364	4" DR 11 IPS TRANSITION MPT ACIER STAINLESS 304, CAT 3	UNIT	4	$109,70	$438,80	Quote from ISCO 29.04.2025
364	14" X 3" ELECTROFUSION BRANCH SADDLE	UNIT	4	$570,51	$2 282,04	Quote from ISCO 29.04.2025
364	3" IPS MANCHON ELECTROFUSION TEGA FM	UNIT	4	$24,41	$97,64	Quote from ISCO 29.04.2025
364	3" DR 11 IPS TRANSITION MPT ACIER STAINLESS 304, CAT 3	UNIT	4	$73,79	$295,16	Quote from ISCO 29.04.2025
364	304 RACCORDS FILETE CLASSE 150 4 BOUCHON TETE CARREE	UNIT	4	$36,90	$147,60	Quote from ISCO 29.04.2025
	A3 Electrical Room					
364	Panelboard 600V, 225A, 25kA, 5 FEEDERS (2X200A, 2X20A, 1X40A)	UNIT	1	$30 000,00	$30 000,00	
364	VFD 200HP, 600V	UNIT	2	$26 000,00	$52 000,00	Quote from ABB 02.05.2025
	A4 Ground Preparation					
364						
364						

	A5 Instrumentation					
364	HydroStatic Level Transmitter	Unit	1	$2 000,00	$2 000,00	
364	Motorized Isolation Valve	Unit	2	$10 000,00	$20 000,00	
364	Pressure Transmitter	Unit	1	$2 500,00	$2 500,00	
364	Pressure Indicator	Unit	1	$1 000,00	$1 000,00	
364	Magnetic Flow Transmitter	Unit	1	$10 000,00	$10 000,00	
364	Mobile diesel air compressor - 100 PSI - 1600 cfm (for purging all pipelines)	Unit	1	$500 000,00	$500 000,00	
B	**Pumping station - P3-PMP-001/002**					
	B1 Pumping station					
364	Centrifugal pump, CPO 10x8x16H - 200HP, 60 hz	UNIT	4	$89 864,59	$359 458,36	
364	Pump house - 40' insulated and heated container containing all the piping, valve, fittings, instrumentation, a transformer 600V/240V, a Local PLC, Motor Control Started, VFD, Local Control Station and HVAC	UNIT	1	$270 000,00	$270 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Delivery of the plant to the site - 1 container					
364	Priming System	UNIT	1	$20 000,00	$20 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
						Quote from Nord-flo 16.04.2025
	B2 Pipeline					
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 32" - Butt fusion	m	3 469	$573,47	$1 989 367,43	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 32" - Fittings	UNit	1	$795 746,97	$795 746,97	
364	HDPE - DR9 (250PSI) - 18" - Butt fusion	m	15	$181,44	$2 721,60	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
364	HDPE - DR9 (250PSI) - 18" - Fittings	Lot	1	$1 088,64	$1 088,64	
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 30" (Suction) - Butt fusion	m	80	$418,79	$33 503,20	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 30" - Fittings	Lot	1	$13 401,28	$13 401,28	
364	Piping installation					
364	Line Drainage system					
	Knife gate valve 24" - 24" C67S-316EBU-EZ-LK7- 316/316/EPDM ITT FABRI E-Z MAN.KGV	Unit	2	$16 132,00	$32 264,00	Quote from Conval Quebec 16.04.2025
	Straight Tee - HDPE - 20"	Unit	2			
	Reducer - HDPE - 24" x 20"	Unit	2			
	Flange Adapter + Backup ring - HDPE - 24"	Unit	2			
	1" nipple	Unit	2			
	Ball valve - 316 S.S. Body - 1"446666PMSE-v3 cadenassable	UNIT	2	$57,14	$114,28	
	Foam Pig - 16-1/2" SLS BARE SWAB	UNIT	5	$137,00	$685,00	
	Ball valve - 316 S.S. Body - 1"446666PMSE-v3 cadenassable	unit	2	$14 952,72	$29 905,44	
	Foam Pig - 15-1/2" SLS BARE SWAB	UNIT	5	$137,00	$685,00	
	Knife gate valve - 18" C67S-316EBU-EZ-LK7- 316/316/EPDM ITT FABRI E-Z MAN.KGV	Unit	2	$14 346,79	$28 693,58	
	Ball valve - 316 S.S. Body - 1"446666PMSE-v3 cadenassable	UNIT	2	$536,35	$1 072,70	
	3" Air & Vacuum Valve Crispin Model AX30	Unit	2	$14 952,72	$29 905,44	

	B3 Electrical Room					
364	Panelboard 600V, 225A, 25kA, 5 FEEDERS (2X300A, 2X20A, 1X40A)	UNIT	1	$40 000,00	$40 000,00	
364	VFD 25 HP, 600V	UNIT	2	$4 250,00	$8 500,00	
364	VFD 250 HP, 600V	UNIT	2	$32 000,00	$64 000,00	
	B4 Ground Preparation					
364	Slab on Grade Concrete 30 Mpa for containers 4in (100mm) - Including FormWork, Welded Wire Mesh, Embeds and anchor Bolts	m2	29,52			
364						
364						
	B5 Instrumentation					
364	HydroStatic Level Transmitter	Unit	1	$2 000,00	$2 000,00	
364	Motorized Isolation Valve	Unit	2	$10 000,00	$20 000,00	
364	Pressure Transmitter	Unit	1	$2 500,00	$2 500,00	
364	Pressure Indicator	Unit	1	$1 000,00	$1 000,00	
364	Magnetic Flow Transmitter	Unit	1	$10 000,00	$10 000,00	
C	**Pumping station - CWT1-PMP-001**					
	C1 Pumping station					
364	Centrifugal pump,\ Xylen 7030 3 -621 38HP - Flygt	UNIT	4	$92 469,00	$369 876,00	Quote from Nord-flo
364	Pump box	UNIT	3	$140 000,00	$420 000,00	Quote from Veolia
	C2 Pipeline					
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 20" - Butt fusion	m	99	$68,28	$6 759,72	
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 20" - Fittings	Lot	1	$2 703,89	$2 703,89	
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 26" - Butt fusion	m	340	$115,40	$39 236,00	
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 26" - Fittings	Lot	1	$15 694,40	$15 694,40	
	C3 Electrical Room					
364						
364						
364						
	C4 Ground Preparation					
364						
	C5 Instrumentation					
364	Heat Tracing cables C13-574-COJ	Ft	3795	$16,42	$62 313,90	
364	Electronic Thermostat NGUTC 6340-01	UNIT	1	$6 911,00	$6 911,00	
364	Temperature Sensor URTD 15G	UNIT	1	$298,25	$298,25	
364	Temperature Sensor URTD 15R	UNIT	1	$298,25	$298,25	
364	Power Feed Kit 1	UNIT	1	$935,90	$935,90	
364	Nominal 76 mm (3.0 in) thick standard U.I.P.® urethane insulation c/w black extruded polyethylene, integral heat trace channels on customer supplied pipe	Ft	1265	$173,55	$219 540,75	
364	Pressure Transmitter	Unit	1	$2 500,00	$2 500,00	
364	Pressure Indicator	Unit	1	$1 000,00	$1 000,00	
364	Magnetic Flow Transmitter	Unit	1	$10 000,00	$10 000,00	

D	Pumping station - CP1-PMP-001/002/003					
	D1 Pumping station					
364	Centrifugal Pump, RUHRPUMPEN CPP10X8X13 (OH1), Ductile Iron casing, 75HP, 3PH, 60Hz, 230/460V	UNIT	3	$52 999,98	$158 999,94	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Priming System	UNIT	1	$20 000,00	$20 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Pump house - 20' insulated and heated container containing all the piping, valve, fittings, instrumentation, a transformer 600V/240V, a Local PLC, Motor Control Started, VFD, Local Control Station and HVAC	UNIT	1	$200 000,00	$200 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Delivery of the plant to the site - 1 container					
	D2 Pipeline					
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 20" - Butt fusion	m	30	$224,01	$6 720,30	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
	HDPE - DR11 (200PSI) - 20" - Fittings	Lot	1	$2 688,12	$2 688,12	
364	HDPE - DR9 (250PSI) - 16" - Butt fusion	m	1 948	$143,35	$279 245,80	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
364	HDPE - DR9 (250PSI) - 16" - Fittings	Lot	1	$111 698,32	$111 698,32	
364	Marine Oil Skimming Boom - Spillage response to apply in contact water pond 1 to prevent oil getting in the pump station	m	60	$100,00	$6 000,00	
364	3" Air & Vacuum Valve Crispin Model AX30	Unit	1	$14 952,72	$14 952,72	Quote from Conval Quebec 24.04.2025
364	Ball valve - 316 S.S. Body - Model 3"K-456666PTSE-v3 cadenassable	Unit	2	$4 153,19	$8 306,38	
364	316 AI ROBINET A BOUTS FILETE 4 BILLE 2MC PASS 1000 WOG	Unit	2	$944,09	$1 888,18	
364	20" X 4" ELECTROFUSION BRANCH SADDLE	UNIT	2	$1 128,14	$2 256,28	
364	4" IPS MANCHON ELECTROFUSION TEGA FM	UNIT	2	$36,33	$72,66	
364	4" DR 11 IPS TRANSITION MPT ACIER STAINLESS 304, CAT 3	UNIT	2	$109,70	$219,40	
364	304 RACCORDS FILETE CLASSE 150 4 BOUCHON TETE CARREE	UNIT	2	$36,90	$73,80	
	D3 Electrical Room					
364	Panelboard 600V, 100A, 25kA, 5 FEEDERS (3X80A, 1X40A, 2x20A)	UNIT	1	8000	$8 000,00	
364	VFD 75HP, 600V	UNIT	3	12000	$36 000,00	Quote from ABB 02.05.2025
	D4 Ground Preparation					
364						
364						
	D5 Instrumentation					
364	HydroStatic Level Transmitter	Unit	1	$2 000,00	$2 000,00	
364	Local Control Station - Local/Remote Selector, Start/Stop PushButton	Unit	2	$10 000,00	$20 000,00	
364	Variable Frequency Drive	Unit	1	$2 500,00	$2 500,00	
364	Local PLC Control Panel	Unit	1	$1 000,00	$1 000,00	
364	Motorized Isolation Valve	Unit	1	$10 000,00	$10 000,00	

E	**Pumping station - CP2-PMP-001/002**					
	E1 Pumping station					
364	Centrifugal pump, RUHRPUMPEN CPP 10X8X13 (OH1), Ductile Iron casing, 50HP, 3PH, 60Hz, 230/460V	UNIT	2	$45 656,64	$91 313,28	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Pump house - 20' insulated and heated container containing all the piping, valve, fittings, instrumentation, a transformer 600V/240V, a Local PLC, Motor Control Started, VFD, Local Control Station and HVAC	UNIT	1	$200 000,00	$200 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Compressor for priming system	UNIT	1	$20 000,00	$20 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Delivery of the plant to the site - 1 container					
	E2 Pipeline					
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 20" - Butt fusion	m	25	$224,01	$5 600,25	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 20" - Fittings	Lot	1	$2 240,10	$2 240,10	
364	HDPE - DR9 (250PSI) - 16" - Butt fusion	m	430	$109,79	$47 209,70	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
364	HDPE - DR9 (250PSI) - 16" - Fittings	Lot	1	$18 883,88	$18 883,88	
364	Marine Oil Skimming Boom - Spillage response to apply in contact water pond 1 to prevent oil getting in the pump station	m	45	$100,00	$4 500,00	
364	3" Air & Vacuum Valve Crispin Model AX30	Unit	1	$14 952,72	$14 952,72	
364	Ball valve - 316 S.S. Body - Model 3"K-456666PTSE-v3 cadenassable	Unit	2	$4 153,19	$8 306,38	
364	316 AI ROBINET A BOUTS FILETE 4 BILLE 2MC PASS 1000 WOG	UNIT	2	$944,09	$1 888,18	
364	20" X 4" ELECTROFUSION BRANCH SADDLE	UNIT	2	$1 128,14	$2 256,28	
364	4" IPS MANCHON ELECTROFUSION TEGA FM	UNIT	2	$36,33	$72,66	
364	4" DR 11 IPS TRANSITION MPT ACIER STAINLESS 304, CAT 3	UNIT	2	$109,70	$219,40	
364	304 RACCORDS FILETE CLASSE 150 4 BOUCHON TETE CARREE	UNIT	2	$36,90	$73,80	
	E3 Electrical Room					
364	Panelboard 600V, 100A, 25kA, 5 FEEDERS (2X20A, 2X50A, 1X40A)	UNIT	1	$8 000,00	$8 000,00	
364	VFD 50HP, 600V	UNIT	2	$8 010,00	$16 020,00	Quote from ABB 02.05.2025
	E4 Ground Preparation					
364	Slab on Grade Concrete 30 Mpa for containers 4in (100mm) - Including FormWork, Welded Wire Mesh, Embeds and anchor Bolts	m2	14,76			
	E5 Instrumentation					
364	HydroStatic Level Transmitter	Unit	1	$2 000,00	$2 000,00	
364	Motorized Isolation Valve	Unit	2	$10 000,00	$20 000,00	
364	Pressure Transmitter	Unit	1	$2 500,00	$2 500,00	
364	Pressure Indicator	Unit	1	$1 000,00	$1 000,00	
364	Magnetic Flow Transmitter	Unit	1	$10 000,00	$10 000,00	
F	**Pumping station - CWCP-PMP-001/002/003**					
	F1 Pumping station					
364		UNIT	0			
364		UNIT	0			
364						
	F2 Pipeline					
	Pumping well and suction line					
364		Lot				
364						
364						
	Discharge					
364						
364						
	F3 Electrical Room					
364	Panelboard 600V, 225A, 25kA, 5 FEEDERS (3X300A, 2X20A, 1X40A)	UNIT	0	$0,00		
364						
	F4 Ground Preparation					

364	Backfill of Granular B Type II 12in (300mm)	m3			
364		m3			
364					
	F5 Instrumentation				
364	HydroStatic Level Transmitter	Unit	0		
364	Local Control Station - Local/Remote Selector, Start/Stop PushButton	Unit	0		

G	Pumping station - P1A-PMP-001/002					
	G1 Pumping station					
364	Centrifugal pump, Sewatec K 150-403G 3ENH 504/504	UNIT	2	$39 300,00	$78 600,00	Quote fromKSB 05.12.2025
364	Pump house - 20' insulated and heated container containing all the piping, valve, fittings, instrumentation, a transformer 600V/240V, a Local PLC, Motor Control Started, VFD, Local Control Station and HVAC	UNIT	1	$200 000,00	$200 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Compressor for priming system	UNIT	1	$20 000,00	$20 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
364	Delivery of the plant to the site - 1 container	unit	1			
	G2 Pipeline					
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 12" - Butt fusion	m	1 400	$91,04	$127 456,00	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 12" - Fittings	Lot	1	$38 236,80	$38 236,80	
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 26" (Suction) - Butt fusion	m	40	$143,35	$5 734,00	
364	HDPE - DR11 (200PSI) - 26" - Fittings	Lot	1	$1 720,20	$1 720,20	
364	16" X 4" ELECTROFUSION BRANCH SADDLE	UNIT	2	$1 128,14	$2 256,28	Quote from ISCO 29.04.2025
364	4" IPS MANCHON ELECTROFUSION TEGA FM	UNIT	2	$36,33	$72,66	Quote from ISCO 29.04.2025
364	4" DR 11 IPS TRANSITION MPT ACIER STAINLESS 304, CAT 3	UNIT	2	$109,77	$219,54	Quote from ISCO 29.04.2025
364	HydroStatic Level Transmitter	Unit	1	$2 000,00	$2 000,00	
364	Motorized Isolation Valve	Unit	2	$10 000,00	$20 000,00	
364	Pressure Transmitter	Unit	1	$2 500,00	$2 500,00	
364	Pressure Indicator	Unit	1	$1 000,00	$1 000,00	
364	Magnetic Flow Transmitter	Unit	1	$10 000,00	$10 000,00	
	G3 Electrical Room					
364	Panelboard 600V, 225A, 25kA, 5 FEEDERS (2X30A, 2X20A, 1X40A)	UNIT	1	$6 262,29	$6 262,29	

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - PUMPS & PIPING - PHASE 2

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	
A	**Pumping station - P2-PMP-001/002**					
	A1 Pumping station					
365	Centrifugal pump, RUHRPUMPEN CPO 10x8x16H, Ductile Iron casing, 100HP, 3PH, 60Hz, 230/460V (NOT IN INITIAL CAPEX)	UNIT	2	$59 276,18	$118 552,36	Quote from Nord-flo 16.04.2025
365	Pump house - 20' insulated and heated container containing all the piping, valve, fittings, instrumentation, a transformer 600V/240V, a Local PLC, Motor Control Started, VFD, Local Control Station and HVAC	UNIT	1	$200 000,00	$200 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
365	Compressor for priming system	UNIT	1	$20 000,00	$20 000,00	Quote from Nord-flo 16.04.2025
	Delivery of the plant to the site - 1 container	UNIT	1	$-		
	A2 Pipeline					
365	HDPE - DR11 (200PSI) - 20" - Butt fusion	m	40	$224,01	$8 960,40	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
365	HDPE - DR11 (200PSI) - 20" - Fittings	Lot	1	$3 584,16	$3 584,16	
365	HDPE - DR11 (200PSI) - 16" - Butt fusion	m	1 800	$143,35	$258 030,00	Quote from Marcel Baril 09.04.2025
365	HDPE - DR11 (200PSI) - 16" - Fittings	Lot	1	$103 212,00	$103 212,00	
365	3" Air & Vacuum Valve Crispin Model AX30	Unit	2	$14 952,72	$29 905,44	Quote from Conval Quebec 24.04.2025
365	Ball valve - 316 S.S. Body - Model 3"K-456666PTSE-v3 cadenassable	UNIT	4	$4 153,19	$16 612,76	Quote from Conval Quebec 24.04.2025
365	316 AI ROBINET A BOUTS FILETE 4 BILLE 2MC PASS 1000 WOG	UNIT	4	$944,09	$3 776,36	Quote from ISCO 29.04.2025
365	20" X 4" ELECTROFUSION BRANCH SADDLE	UNIT	4	$1 128,14	$4 512,56	Quote from ISCO 29.04.2025
365	16" X 4" ELECTROFUSION BRANCH SADDLE	UNIT	4	$1 128,14	$4 512,56	
365	4" IPS MANCHON ELECTROFUSION TEGA FM	UNIT	4	$36,33	$145,32	Quote from ISCO 29.04.2025
365	4" DR 11 IPS TRANSITION MPT ACIER STAINLESS 304, CAT 3	UNIT	4	$109,70	$438,80	Quote from ISCO 29.04.2025
	304 RACCORDS FILETE CLASSE 150 4 BOUCHON TETE CARREE	UNIT	4	$36,90	$147,60	Quote from ISCO 29.04.2025
	A3 Electrical Room					
365	Panelboad 600V, 100A, 25kA, 5 FEEDER (2X20A, 1X40A, 2X150A)	UNIT	1	$15 000,00	$15 000,00	RSMEANS
365	VFD 100HP, 600V	UNIT	2	$12 630,00	$25 260,00	Quote from ABB 02.05.2025
	A4 Ground Preparation					
365						
365						
365						
	A5 Instrumentation					
365	HydroStatic Level Transmitter	Unit	1	$2 000,00	$2 000,00	
365	Motorized Isolation Valve	Unit	2	$10 000,00	$20 000,00	
365	Pressure Transmitter	Unit	1	$2 500,00	$2 500,00	
365	Pressure Indicator	Unit	1	$1 000,00	$1 000,00	
365	Magnetic Flow Transmitter	Unit	1	$10 000,00	$10 000,00	
B	**Pumping station - CWT2-PMP-001/002**					
	B1 Pumping station					
365	Centrifugal pump,\ Xylen 7030 3 -621 38HP - Flygt	UNIT	3	$92 469,00	$277 407,00	
365	Puimp box	UNIT	2	$140 000,00	$280 000,00	
	B2 Pipeline					
365						
365						
	B3 Electrical Room					
365						
365						
	B4 Ground Preparation					
365						
365						
	B5 Instrumentation					
365						
365						

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - DISCHARGE & DIFFUSER

Item #	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	
A	**Discharge pipe**					
366	HDPE - DR11 (100 PSI) - 36" - pipe spool - Flange on one side (3x)	m	315	$399,50	$125 842,50	
366	HDPE - DR11 (100 PSI) - 36" - Fittings (3x)	Lot	1	$50 337,00	$50 337,00	
366	HDPE DR21 pipe 36in diameter (3x) pipe spool - Installation					
366	Vent Valve 8in	UNit	1			
B	**Emergency Spillway**					
366						
366						
C	**Flow measurement**					
366	Staff gauge	Unit	1			
366						
D	**Diffuser**					
366	HDPE DR17 pipe 24 in diameter with 6in fused vertical risers. Flange on one side and blind flange at the end	m	300			
366	Reducer and fitting to go from 36in pipe to 24 in pipe	unit	3			
366	Proflex style 730 or tideflex tf-2 elastomeric sleeve type check valve with 300 series stainless steel retaining band(s). (without installation)	Uni	42	$1 250,00	$52 500,00	Quote from Conval Valve, 14.04.2
366	Installation of the diffuser (3x) in the river	Lot	1			
366	Concrete ballast blocks with steel reinforcing rods 270kg/block every 5m	Unit	60			

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - STOCKPILE 001

WBS (Level 3)	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	Basis of quantities
A	**STOCKPILE 001**					
371	Capital: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from stockpile footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^2	441 400			Stockpile footprint from AutoCAD model, footprint from engineering design
371	Sustaining: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from stockpile footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area.	m^2	361 100			Stockpile footprint from AutoCAD model, footprint from engineering design
B	**STOCKPILE 001 DITCHES AND PONDS**					
372	Capital, Ditches: Excavate overburden to form ditch to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	22 400			Ditch dimensions from AutoCAD model and depth to bedrock as determined by BBA's geotechnical investigation
372	Sustaining, Ditches: Excavate overburden to form ditch to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	33 800			Ditch dimensions from AutoCAD model and depth to bedrock as determined by BBA's geotechnical investigation
372	Capital, Ditches: Compact base of ditch to 95% Standard Proctor density	m^2	42 600			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Sustaining, Ditches: Compact base of ditch to 95% Standard Proctor density	m^2	53 600			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Capital, Ditches: Construct ditch embankments with Zone 8 Sand/Silt (Overburden), where required and as indicated in the drawings. Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, compaction, disposal of spoil. (Sourced from overburden stockpiles or on-site borrow pits)	m^3	14 000			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Sustaining, Ditches: Construct ditch embankments with Zone 8 Sand/Silt (Overburden), where required and as indicated in the drawings. Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, compaction, disposal of spoil. (Sourced from overburden stockpiles or on-site borrow pits)	m^3	10 900			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Capital, Ditches: Supply and install 500g/m2 non-woven needle punched geotextile in ditch below rip-rap for erosion protection including anchoring as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	12 600			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Sustaining, Ditches: Supply and install 500g/m2 non-woven needle punched geotextile in ditch below rip-rap for erosion protection including anchoring as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	18 200			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Capital, Ditches: Install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base of ditch and sideslopes. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	3 410			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
372	Sustaining, Ditches: Install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base of ditch and sideslopes. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	4 950			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
372	Capital, Ditches: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm thick wearing course alongside ditch for vehicular access. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	2 270			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
372	Sustaining, Ditches: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm thick wearing course alongside ditch for vehicular access. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	3 250			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
372	Capital, Ditches, Culvert: Excavate trench for culvert installation (1x 2 m wide and minimum 2 m deep with 2H:1V side slopes) with a longitudinal slope as per detail. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	250			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Sustaining, Ditches, Culvert: Excavate trench for culvert installation (1x 2 m wide and minimum 2 m deep with 2H:1V side slopes) with a longitudinal slope as per detail. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	-			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Capital, Ditches, Culvert: Supply and install 800 mm diameter CSP culvert with 1.6 mm wall thickness, 68x13 mm corrugation profile and light galvanised Z275 with couplings suppled by manufacturer. Rate to include transport, offloading, installation, allowance for wasteage.	m	20			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice

372	Sustaining, Ditches, Culvert: Supply and install 800 mm diameter CSP culvert with 1.6 mm wall thickness, 68x13 mm corrugation profile and light galvanised Z275 with couplings suppled by manufacturer. Rate to include transport, offloading, installation, allowance for wasteage.	m	-			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Capital, Ditches, Culvert: Supply and install Zone 4 Granular B Type II for pipe bedding and trench backfill and place in layers of 200mm thick and compact to 90% standard Proctor density. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles).	m^3	190			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
372	Sustaining, Ditches, Culvert: Supply and install Zone 4 Granular B Type II for pipe bedding and trench backfill and place in layers of 200mm thick and compact to 90% standard Proctor density. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles).	m^3	-			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
372	Capital, Pond: Excavate overburden to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	62 700			Pond dimensions from AutoCAD model, design based on pond volumes
372	Sustaining, Pond: Excavate overburden to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	45 900			Pond dimensions from AutoCAD model, design based on pond volumes
372	Capital, Pond: Rip base of embankment and pond foundation to a depth of 200 mm and compact to 95% Standard Proctor density	m^2	74 500			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
372	Sustaining, Pond: Rip base of embankment and pond foundation to a depth of 200 mm and compact to 95% Standard Proctor density	m^2	46 000			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
372	Capital, Pond: Construct embankment with Zone 2 Waste Rock (-450 mm). Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from pit development, quarry or stockpiles as identified by Owner)	m^3	46 200			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
372	Sustaining, Pond: Construct embankment with Zone 2 Waste Rock (-450 mm). Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from pit development, quarry or stockpiles as identified by Owner)	m^3	36 600			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
372	Capital, Pond: Construct upstream embankment Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm) layer 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	2 450			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
372	Sustaining, Pond: Construct upstream embankment Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm) layer 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	2 320			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
372	Capital, Pond: Construct upstream embankment Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) layer 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	3 190			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
372	Sustaining, Pond: Construct upstream embankment Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) layer 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	2 970			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
372	Capital, Pond: Supply and install 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on upstream slopes of embankments and anchor at toe, crest and abutments as shown in drawings. Rate to include allowance for wasteage, overlap, welding of seams etc.	m^2	12 300			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Sustaining, Pond: Supply and install 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on upstream slopes of embankments and anchor at toe, crest and abutments as shown in drawings. Rate to include allowance for wasteage, overlap, welding of seams etc.	m^2	11 200			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Capital, Pond: Backfill geomembrane anchor with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill	m^3	2 900			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
372	Sustaining, Pond: Backfill geomembrane anchor with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill	m^3	2 380			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
372	Capital, Pond: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm thick wearing course on crest of dam for vehicular access, including safety berms on dam crest. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	1 780			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design

372	Sustaining, Pond: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm thick wearing course on crest of dam for vehicular access, including safety berms on dam crest. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	1 620			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
372	Capital, Pond, Spillway: Excavate natural ground/embankment to form the required dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in the designated stockpile.	m^3	1 429			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
372	Sustaining, Pond, Spillway: Excavate natural ground/embankment to form the required dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in the designated stockpile.	m^3	2 765			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
372	Capital, Pond, Spillway: Excavate 1m wide x 1 m deep trench in spillway at outlet location.	m^3	10			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
372	Sustaining, Pond, Spillway: Excavate 1m wide x 1 m deep trench in spillway at outlet location.	m^3	8			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
372	Capital, Pond, Spillway: Backfill 1m wide x 1m deep trench in spillway with 20 MPa mass concrete to fix spillway invert level. Rate to include transport, backfilling, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil.	m^3	10			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
372	Sustaining, Pond, Spillway: Backfill 1m wide x 1m deep trench in spillway with 20 MPa mass concrete to fix spillway invert level. Rate to include transport, backfilling, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil.	m^3	8			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
372	Capital, Pond, Spillway: Supply and install 500 g/m2 nonwoven needle punched geotextile below riprap for erosion protection and separation in spillway, including anchoring, as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	1 510			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Sustaining, Pond, Spillway: Supply and install 500 g/m2 nonwoven needle punched geotextile below riprap for erosion protection and separation in spillway, including anchoring, as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	3 090			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Capital, Ponds, Spillways: Install Zone 7b Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 300 mm and place in 600 mm thick layer on geotextile in base and sideslopes spillway chute as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	830			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Sustaining, Ponds, Spillways: Install Zone 7b Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 300 mm and place in 600 mm thick layer on geotextile in base and sideslopes spillway chute as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	1 740			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Capital, Ponds, Spillways: Install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base and sideslopes of spillway weir as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	30			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
372	Sustaining, Ponds, Spillways: Install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base and sideslopes of spillway weir as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	30			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
	Subtotal					
	TOTAL COST					

Schedule of Quantities

702381 SHAAKICHIUWAANAAN - WASTE AND WATER MANAGEMENT - STOCKPILE 001

WBS (Level 3)	Description	UNIT	QUANTITY	UNIT RATE ($) CDN	AMOUNT	Basis of quantities
A	**STOCKPILE 002**					
374	Capital: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from stockpile footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area	m^2	759 400			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design
374	Sustaining: Remove muskeg, organics, topsoil, overburden and unsuitable soil from stockpile footprint to a nominal depth of 300 mm and stockpile in designated area	m^2	1 424 100			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design
374	Capital: Rip base of Stockpile 002 to a depth of 200 mm and compact via proof-rolling	m^2	759 400			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design
374	Sustaining: Rip base of Stockpile 002 to a depth of 200 mm and compact via proof-rolling	m^2	1 424 100			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design
374	Capital: Supply and install sand cushion layer at base of Stockpile to a minimum thickness of 200 mm in locations as required (assume 30% of footprint). Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, disposal of spoil. (Material sourced from on-site borrow pit or stockpiles as identified by Owner)	m^3	45 600			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Sustaining: Supply and install sand cushion layer at base of Stockpile to a minimum thickness of 200 mm in locations as required (assume 30% of footprint). Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, disposal of spoil. (Material sourced from on-site borrow pit or stockpiles as identified by Owner)	m^3	85 500			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Capital: Construct Starter Dam around footprint of Tailings portion of the stockpile using Zone 2 Waste Rock (-450 mm) to a height of 3 m with 3H:1V side slopes and a 5 m crest. Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading, final grading, compaction, disposal of spoil. (Material sourced from pit development, quarry or stockpiles as identified by Owner)	m^3	50 900			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Sustaining: Construct Starter Dam around footprint of Tailings portion of the stockpile using Zone 2 Waste Rock (-450 mm) to a height of 3 m with 3H:1V side slopes and a 5 m crest. Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading, final grading, compaction, disposal of spoil. (Material sourced from pit development, quarry or stockpiles as identified by Owner)	m^3	105 500			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Capital: Install Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) cushion layer below Starter Dam, 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil (material sourced from processed material temporary stockpiles).	m^3	8 400			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Sustaining: Install Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) cushion layer below Starter Dam, 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil (material sourced from processed material temporary stockpiles).	m^3	17 400			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Capital: Construct Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm) layer 0.3 m thick on upstream slope of Starter Dam. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	3 500			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Sustaining: Construct Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm) layer 0.3 m thick on upstream slope of Starter Dam. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	7 200			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Capital: Construct Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) 0.3 m thick on upstream slope of starter dam. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	3 500			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Sustaining: Construct Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) 0.3 m thick on upstream slope of starter dam. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	7 200			Stockpile footprint from AutoCAD model, dimensions from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Capital: Supply and install 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane including anchoring as per detail (footprint of PAG/Tailings portion of the stockpile). Rate to include allowance for wasteage, overlap, welding of seams etc.	m^2	774 400			Stockpile footprint from AutoCAD model, PAG/Tailings footprint from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Sustaining: Supply and install 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane including anchoring as per detail (footprint of PAG/Tailings portion of the stockpile). Rate to include allowance for wasteage, overlap, welding of seams etc.	m^2	1 435 500			Stockpile footprint from AutoCAD model, PAG/Tailings footprint from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Capital: Supply and install 500g/m2 non-woven needle punched geotextile cushion layer over geomembrane including anchoring (footprint of PAG/Tailings portion of the stockpile). Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	774 400			Stockpile footprint from AutoCAD model, PAG/Tailings footprint from engineering design, spec. from engineering best practice

374	Sustaining: Supply and install 500g/m2 non-woven needle punched geotextile cushion layer over geomembrane including anchoring (footprint of PAG/Tailings portion of the stockpile). Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	1 435 500			Stockpile footprint from AutoCAD model, PAG/Tailings footprint from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Capital: Backfill stockpile geomembrane anchor with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill (footprint of PAG/Tailings portion of the stockpile)	m^3	7 495			Stockpile footprint from AutoCAD model, PAG/Tailings footprint from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Sustaining: Backfill stockpile geomembrane anchor with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill (footprint of PAG/Tailings portion of the stockpile)	m^3	5 705			Stockpile footprint from AutoCAD model, PAG/Tailings footprint from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Capital: Install Zone 8 Sand/Silt (Overburden) at base of stockpile over geotextile for protection of geomembrane to a thickness of 1 m. Fill to be placed in layers not exceeding 300 mm, moisture conditioned and compacted to 95% Standard Proctor density. Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, compaction, disposal of spoil. (Sourced from overburden stockpiles or on-site borrow pits)	m^3	132 500			Stockpile footprint from AutoCAD model, PAG/Tailings footprint from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Sustaining: Install Zone 8 Sand/Silt (Overburden) at base of stockpile over geotextile for protection of geomembrane to a thickness of 1 m. Fill to be placed in layers not exceeding 300 mm, moisture conditioned and compacted to 95% Standard Proctor density. Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, compaction, disposal of spoil. (Sourced from overburden stockpiles or on-site borrow pits)	m^3	-			Stockpile footprint from AutoCAD model, PAG/Tailings footprint from engineering design, spec. from engineering best practice
374	Capital, Instrumentation: Supply and install vibrating wire piezometers (VWP, RST Instruments Part #VW2100, 0.35 MPa) at the toe of the upstream slope of the starter dam. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	4			Spec. from engineering best practice
374	Sustaining, Instrumentation: Supply and install vibrating wire piezometers (VWP, RST Instruments Part #VW2100, 0.35 MPa) at the toe of the upstream slope of the starter dam. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	8			Spec. from engineering best practice
374	Capital, Instrumentation: Supply and install VWP enclosures (4", RST Instruments Part #DT2011-SE) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	4			Spec. from engineering best practice
374	Sustaining, Instrumentation: Supply and install VWP enclosures (4", RST Instruments Part #DT2011-SE) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	8			Spec. from engineering best practice
374	Capital, Instrumentation: Supply and install Single Channel VWP Datalogger (RST Instruments Part #DT2011B) at the crest of the starter dam above each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	4			Spec. from engineering best practice
374	Sustaining, Instrumentation: Supply and install Single Channel VWP Datalogger (RST Instruments Part #DT2011B) at the crest of the starter dam above each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	8			Spec. from engineering best practice
374	Capital, Instrumentation: Supply and install Cable splice kit (RST Instruments Part #ELSPLICE4) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	4			Spec. from engineering best practice
374	Sustaining, Instrumentation: Supply and install Cable splice kit (RST Instruments Part #ELSPLICE4) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	8			Spec. from engineering best practice
374	Capital, Instrumentation: Supply and install cable to connect each VWP to a data logger. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	m	40			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
374	Sustaining, Instrumentation: Supply and install cable to connect each VWP to a data logger. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	m	80			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
B	**STOCKPILE 002 DITCHES AND PONDS**					
375	Capital, Ditches: Excavate overburden to form ditch in below-ground sections to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile	m^3	95 700			Ditch dimensions from AutoCAD model and depth to bedrock as determined by BBA's geotechnical investigation
375	Sustaining, Ditches: Excavate overburden to form ditch in below-ground sections to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile	m^3	171 400			Ditch dimensions from AutoCAD model and depth to bedrock as determined by BBA's geotechnical investigation
375	Capital, Ditches: Compact base of ditch to 95% Standard Proctor density	m^2	85 000			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ditches: Compact base of ditch to 95% Standard Proctor density	m^2	160 500			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Ditches: Construct ditch embankments and sub-grade of vehicular access with Zone 8 Sand/Silt (Overburden), where required and as indicated in the drawings. Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, compaction, disposal of spoil. (Sourced from overburden stockpiles or on-site borrow pits)	m^3	23 400			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ditches: Construct ditch embankments and sub-grade of vehicular access with Zone 8 Sand/Silt (Overburden), where required and as indicated in the drawings. Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, compaction, disposal of spoil. (Sourced from overburden stockpiles or on-site borrow pits)	m^3	67 400			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Ditches: Supply and install 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane in ditch including anchoring as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, welding of seams etc.	m^2	41 000			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ditches: Supply and install 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane in ditch including anchoring as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, welding of seams etc.	m^2	88 200			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Ditches: Supply and install 500g/m2 non-woven needle punched geotextile below rip-rap for erosion protection in ditch including anchoring as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^3	25 400			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice

375	Sustaining, Ditches: Supply and install 500g/m2 non-woven needle punched geotextile below rip-rap for erosion protection in ditch including anchoring as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^3	58 500			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Ditches: Backfill ditch geotextile/geomembrane anchoring with Zone 8 Sand/Silt (Overburden), as per detail. (Material sourced from overburden stockpiles)	m^3	1 200			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ditches: Backfill ditch geotextile/geomembrane anchoring with Zone 8 Sand/Silt (Overburden), as per detail. (Material sourced from overburden stockpiles)	m^3	2 300			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Ditches: Install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D_{50} = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base of ditch and sideslopes as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	7 000			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ditches: Install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D_{50} = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base of ditch and sideslopes as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	18 100			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Ditches: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm thick wearing course alongside ditch for vehicular access as per detail (above and below-ground sections). Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	3 400			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ditches: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm thick wearing course alongside ditch for vehicular access as per detail (above and below-ground sections). Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	6 400			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Ditches, Culvert: Excavate trenches for culvert installation (1x 2.5 m wide and minimum 2.5 m deep with 3H:1V side slopes) with a longitudinal slope as per detail. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	250			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ditches, Culvert: Excavate trenches for culvert installations (2x 2 m wide and minimum 2 m deep with 2H:1V side slopes, 1x 2.5 m wide and minimum 2.5 m deep with 3H:1V side slopes) with a longitudinal slope as per detail. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	-		#VALEUR!	Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Ditches, Culvert: Supply and install 800 mm diameter CSP culvert with 1.6 mm wall thickness, 68x13 mm corrugation profile and light galvanised Z275 with couplings suppled by manufacturer. Rate to include transport, offloading, installation, allowance for wasteage.	m	20			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ditches, Culvert: Supply and install 800 mm diameter CSP culvert with 1.6 mm wall thickness, 68x13 mm corrugation profile and light galvanised Z275 with couplings suppled by manufacturer. Rate to include transport, offloading, installation, allowance for wasteage.	m	-			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Ditches, Culvert: Supply and install Zone 4 Granular B Type II for pipe bedding and trench backfill and place in layers of 200mm thick and compact to 90% standard Proctor density. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles).	m^3	190			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ditches, Culvert: Supply and install Zone 4 Granular B Type II for pipe bedding and trench backfill and place in layers of 200mm thick and compact to 90% standard Proctor density. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles).	m^3	-			Ditch dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Clean Water Diversion Channels: Excavate overburden to form ditch in below-ground sections to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile	m^3	27 700			
375	Capital, Clean Water Diversion Channels: Compact base of ditch to 95% Standard Proctor density	m^2	51 900			
375	Capital, Clean Water Diversion Channels: Construct ditch embankments and sub-grade of vehicular access with Zone 8 Sand/Silt (Overburden), where required and as indicated in the drawings. Rate to include selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, compaction, disposal of spoil. (Sourced from overburden stockpiles or on-site borrow pits)	m^3	11 500			
375	Capital, Clean Water Diversion Channels: Supply and install 500g/m2 non-woven needle punched geotextile below rip-rap for erosion protection in ditch including anchoring as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	19 300			

375	Capital, Clean Water Diversion Channels: Install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D_{50} = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base of ditch and sideslopes as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	4 900			
375	Capital, Ponds: Excavate overburden to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	66 900			Pond dimensions from AutoCAD model, design based on pond volumes
375	Sustaining, Ponds: Excavate overburden to form base of pond to the dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in designated stockpile.	m^3	42 300			Pond dimensions from AutoCAD model, design based on pond volumes
375	Capital, Ponds: Rip base of embankment and pond foundation to a depth of 200 mm and compact to 95% Standard Proctor density	m^2	223 000			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
375	Sustaining, Ponds: Rip base of embankment and pond foundation to a depth of 200 mm and compact to 95% Standard Proctor density	m^2	59 000			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and thickness from engineering best practice
375	Capital, Ponds: Construct embankment with Zone 2 Waste Rock (-450 mm). Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from pit development, quarry or stockpiles as identified by Owner)	m^3	136 600			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
375	Sustaining, Ponds: Construct embankment with Zone 2 Waste Rock (-450 mm). Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from pit development, quarry or stockpiles as identified by Owner)	m^3	102 300			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
375	Capital, Ponds: Construct upstream Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm) layer 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	4 810			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
375	Sustaining, Ponds: Construct upstream Zone 6 Transition Sand and Gravel (-26.5 mm) layer 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	2 940			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
375	Capital, Ponds: Construct upstream Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	6 220			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
375	Sustaining, Ponds: Construct upstream Zone 5 Filter/Bedding Sand (-4.75 mm) 0.3 m thick. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	3 480			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
375	Capital, Ponds: Supply and install 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on upstream slopes of embankments and base of pond and anchor at toe, crest and abutments as shown in drawings. Rate to include allowance for wastage, overlap, welding of seams etc.	m^2	202 900			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Sustaining, Ponds: Supply and install 1.5 mm double textured LLDPE geomembrane on upstream slopes of embankments and base of pond and anchor at toe, crest and abutments as shown in drawings. Rate to include allowance for wastage, overlap, welding of seams etc.	m^2	46 700			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
375	Capital, Pond: Backfill geomembrane anchor with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill	m^3	4 230			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
375	Sustaining, Pond: Backfill geomembrane anchor with Zone 3 Till/Sand Bentonite Cement Fill	m^3	1 550			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
375	Capital, Ponds: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm thick wearing course on crest of dam for vehicular access, including safety berms on dam crest. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	3 480			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
375	Sustaining, Ponds: Supply and install Zone 4 Granular B Type II 300 mm thick wearing course on crest of dam for vehicular access, including safety berms on dam crest. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Material sourced from processed material temporary stockpiles)	m^3	1 360			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice and volumes from engineering design
	Capital, Ponds, Spillways: Excavate natural ground/embankments to form the required dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in the designated stockpile.	m^3	6 501			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design

	Sustaining, Ponds, Spillways: Excavate natural ground/embankments to form the required dimensions and slopes indicated in the drawings. Stockpile excavated material in the designated stockpile.	m^3	5 561			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
	Capital, Ponds, Spillways: Excavate 1m wide x 1 m deep trench in spillway for geomembrane at spillway outlet location.	m^3	20			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
	Sustaining, Ponds, Spillways: Excavate 1m wide x 1 m deep trench in spillway for geomembrane at spillway outlet location.	m^3	13			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
	Capital, Ponds, Spillways: Backfill 1m wide x 1m deep trench in spillway with 20 MPa mass concrete to fix spillway invert level. Rate to include transport, backfilling, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil.	m^3	20			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
	Sustaining, Ponds, Spillways: Backfill 1m wide x 1m deep trench in spillway with 20 MPa mass concrete to fix spillway invert level. Rate to include transport, backfilling, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil.	m^3	13			Spillway dimensions from AutoCAD model, dimensions from engineering design
	Capital, Ponds, Spillways: Supply and install 500 g/m2 nonwoven needle punched geotextile below riprap for erosion protection and separation in spillways, including anchoring, as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	5 960			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
	Sustaining, Ponds, Spillways: Supply and install 500 g/m2 nonwoven needle punched geotextile below riprap for erosion protection and separation in spillways, including anchoring, as per detail. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	5 240			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
	Capital, Ponds, Spillways: Install Zone 7b Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 300 mm and place in 600 mm thick layer on geotextile in base and sideslopes select spillway chutes (Pond 02 and Pond 04) as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	3 420			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
	Sustaining, Ponds, Spillways: Install Zone 7b Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 300 mm and place in 600 mm thick layer on geotextile in base and sideslopes select spillway chutes (Pond 02 and Pond 04) as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	2 980			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
	Capital, Ponds, Spillways: Install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base and sideslopes of spillway weir as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	45			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
	Sustaining, Ponds, Spillways: Install Zone 7a Rip-Rap Erosion Protection with D50 = 200 mm and place in 300 mm thick layer on geotextile in base and sideslopes of spillway weir as per detail. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, water, compaction, final grading, complying with required tolerances, providing for testing, and disposal of spoil. (Sourced from open pit development or stockpiles as identified by Owner)	m^3	40			Spillway dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
	Capital, Ponds: Excavate 500 mm wide trenches for installation of subsurface drainage system in base of pond to a depth of up to 1 m.	m^3	550			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design
	Sustaining, Ponds: Excavate 500 mm wide trenches for installation of subsurface drainage system in base of pond to a depth of up to 1 m.	m^3	50			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design
	Capital, Ponds: Supply and install 300g/m2 non-woven needle punched geotextile as filter layer in subsurface drainage system trench prior to provision of drainage stone. Geotextile to have minimum 300 mm overlap after placement of perforated pipe and drainage stone. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	550			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design
	Sustaining, Ponds: Supply and install 300g/m2 non-woven needle punched geotextile as filter layer in subsurface drainage system trench prior to provision of drainage stone. Geotextile to have minimum 300 mm overlap after placement of perforated pipe and drainage stone. Rate to include allowance for wasteage, overlap, stitching of seams etc.	m^2	50			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design
	Capital, Ponds: Supply and installl Zone 9 Clear Stone (-19 mm) as drainage medium in subsurface drainage system trench. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification.	m^3	550			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design
	Sustaining, Ponds: Supply and installl Zone 9 Clear Stone (-19 mm) as drainage medium in subsurface drainage system trench. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification. Rate to include excavation, selection, loading, transport, offloading, spreading or backfilling, final grading, complying with required tolerances, and disposal of spoil, all in accordance with the requirements of the specification.	m^3	50			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design

	Capital, Ponds: Supply and install 75 mm ID double walled perforated pipes with smooth bore supplied in 6 m length with push fit couplings in trench for subsurface drainage system. Rate to include transport, offloading, installation, allowance for wasteage.	m	2 330			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design
	Sustaining, Ponds: Supply and install 75 mm ID double walled perforated pipes with smooth bore supplied in 6 m length with push fit couplings in trench for subsurface drainage system. Rate to include transport, offloading, installation, allowance for wasteage.	m	220			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design
	Capital, Ponds: Supply and install 1.5 m diameter concrete manhole with prefabricated concrete rings, base slab, cover slab, concrete lid and internal step irons. Concrete rings to be 500 mm wide and 83 mm thick. For manhole depth of 1 to 2 m. Rate to include transport, offloading, installation, allowance for wasteage.	No.	3			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design
	Sustaining, Ponds: Supply and install 1.5 m diameter concrete manhole with prefabricated concrete rings, base slab, cover slab, concrete lid and internal step irons. Concrete rings to be 500 mm wide and 83 mm thick. For manhole depth of 1 to 2 m. Rate to include transport, offloading, installation, allowance for wasteage.	No.	1			Pond dimensions from AutoCAD model, spec. and dimensions from engineering design
	Capital, Ponds, Instrumentation: Supply and install vibrating wire piezometers (VWP, RST Instruments Part #VW2100, 0.35 MPa) at the toe of the highest portion of the lined pond embankments (1 per embankment). Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	1			Spec. from engineering best practice
	Sustaining, Ponds, Instrumentation: Supply and install vibrating wire piezometers (VWP, RST Instruments Part #VW2100, 0.35 MPa) at the toe of the highest portion of the lined pond embankments (1 per embankment). Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	1			Spec. from engineering best practice
	Capital, Ponds, Instrumentation: Supply and install VWP enclosures (4", RST Instruments Part #DT2011-SE) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	1			Spec. from engineering best practice
	Sustaining, Ponds, Instrumentation: Supply and install VWP enclosures (4", RST Instruments Part #DT2011-SE) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	1			Spec. from engineering best practice
	Capital, Ponds, Instrumentation: Supply and install Single Channel VWP Datalogger (RST Instruments Part #DT2011B) at the crest of the embankment above each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	1			Spec. from engineering best practice
	Sustaining, Ponds, Instrumentation: Supply and install Single Channel VWP Datalogger (RST Instruments Part #DT2011B) at the crest of the embankment above each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	No.	1			Spec. from engineering best practice
	Capital, Ponds, Instrumentation: Supply and install Cable splice kit (RST Instruments Part #ELSPLICE4) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	1			Spec. from engineering best practice
	Sustaining, Ponds, Instrumentation: Supply and install Cable splice kit (RST Instruments Part #ELSPLICE4) at each VWP location. Rate to include transport, offloading, installation.	No.	1			Spec. from engineering best practice
	Capital, Ponds, Instrumentation: Supply and install cable to connect each VWP to a data logger. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	m	40			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
	Sustaining, Ponds, Instrumentation: Supply and install cable to connect each VWP to a data logger. Rate to include transport, offloading, installation, calibration.	m	40			Embankment dimensions from AutoCAD model, spec. from engineering best practice
	Subtotal					
TOTAL COST						

AtkinsRéalis

© AtkinsRéalis sauf indication contraire
ATKINSRÉALIS - Sensible

Annexe I

Études hydrogéologiques

I1. Étude hydrologique de base et modélisation hydrogéologique (Atkins, 2026b)

I2. Étude hydrogéologique (Mailloux, 2025)

I1. Étude hydrologique de base et modélisation hydrogéologique (Atkins, 2026b)

AtkinsRéalis

Hydrogéologie de base et modèle numérique de la Halde 002 – Projet Shaakichiuwaanaan

Patriot Battery Metals Inc.

Février 2026

CASN-A-370-HY-REP-0002_C

702381-3000-4HER-0001_00

Hydrogéologie de base et modèle numérique de la Halde 002 – Projet Shaakichiuwaanaan

Avis au lecteur

Le présent rapport est une traduction de la version anglophone du rapport portant le même numéro. en cas de disparité entre ces deux rapports, la version anglophone prime. Ce document et son contenu ont été préparés et sont destinés uniquement à titre d'information pour Patriot Battery Metals Inc. et pour utilisation dans le cadre de l'étude hydrogéologique. AtkinsRéalis n'assume aucune responsabilité envers toute autre partie concernant ou découlant de ce document et/ou de son contenu.

Le contenu de ce rapport est confidentiel et exclusif. À l'exception de Patriot Battery Metals Inc., il est interdit de copier ou de distribuer ce rapport, ou d'utiliser ou de se fier aux informations qu'il contient, en tout ou en partie, sans l'autorisation écrite expresse de Patriot Battery Metals Inc. et d'AtkinsRéalis. Ce document compte 70 pages, incluant la page couverture.

Liste des révisions

Titre du document: Hydrogéologie de base et modèle numérique de la Halde 002 – Projet Shaakichiuwaanaan

Référence du document: Révision	Description de l'objectif	Préparé	Vérifié	Révisé	Autorisé	Date
PA	Révision interne	MJ	LB	GM	BM	Septembre 2025
PB	Commentaires du client	MJ	LB	GM	BM	Septembre 2025
00	Version finale	MJ	LB	GM	BM	Février 2026

Approbation du client

Client	Patriot Battery Metals Inc.
Projet	Hydrogéologie de base et modèle numérique de la Halde 002 – Projet Shaakichiuwaanaan
Numéro de projet	702381
Client signature/date	

Page de signatures

Préparé par :

Miad Jarrahi, Phd, EIT
Modélisateur hydrogéologique
#EIT : 47929 (Manitoba)

Préparé par :

Luis Bayona, Geo, M. Sc.
Modélisateur hydrogéologique sénior
#OGQ :1819

Révisé par :

Geneviève Marchand, Ing., M.Sc., PMP
Directrice Technique – Hydrogéologie minière
#OIQ :127590

Approuvé par :

Bruno Morrissette, Ing.
Directeur de projet
#OIQ :125157

Table des matières

1. Introduction 11

1.1 Contexte 11

1.2 Objectifs 12

1.3 Méthodologie 13

2. Description du site 14

2.1 Localisation du projet 14

2.2 Description du projet 14

3. Données disponibles 15

4. Modèle conceptuel hydrogéologique 16

4.1 Géographie et hydrologie régionales 16

4.2 Climat 16

4.3 Topographie et hydrologie locale 18

4.4 Géologie 19

4.4.1 Mort-terrain 20

4.4.2 Socle rocheux 23

4.5 Propriétés hydrogéologiques et hydrostratigraphie 25

4.5.1 Propriétés hydrogéologiques 25

4.5.2 Hydrostratigraphie 30

4.6 Niveaux d'eau souterraine 32

4.7 Écoulement des eaux souterraines et gradients hydrauliques 32

4.8 Interaction entre les eaux de surface et souterraines 33

4.9 Qualité des eaux souterraines 35

4.10 Infrastructures minières proposées 36

4.10.1 Mine à ciel ouvert et infrastructures souterraines 36

4.10.2 Haldes de résidus, de stériles et de mort-terrain 37

4.10.3 Gestion des eaux 38

4.11 Source potentielle de contaminant 39

4.12 Récepteurs environnementaux potentiels 40

4.13 Modèle conceptuel hydrogéologique 41

5. Modèle numérique 43

5.1 Choix du logiciel 43

5.2 Hypothèses 43

5.3 Construction du modèle et maillage 44

AtkinsRéalis - Sensitive / Sensible [FR]

5.4 Calibration 51
5.5 Résultats de l'écoulement souterrain 53
5.5.1 Phase pré-exploitation minière 53
5.5.2 Phase d'exploitation minière 54
5.5.3 Phase de fermeture/post-fermeture 57
5.6 Modèle de transport des contaminants 58
5.6.1 Conditions frontières du modèle de transport de contaminants 59
5.6.2 Propriétés des matériaux 59
5.6.3 Résultats du modèle de transport des contaminants 60
5.7 Analyse de sensibilité 62
5.8 Limitations du modèle hydrogéologique 64
6. Conclusion et Recommandations 66
7. Références 68

Liste des tableaux

Tableau 4-1 Caractéristiques des stations météorologiques 16
Tableau 4-2 Résultats des tests d'infiltration 26
Tableau 4-3 Sommaire des résultats des essais hydrauliques par charge instantanée 28
Tableau 4-4 Sommaire des résultats des essais de pompage 30
Tableau 4-5 Conductivité hydraulique du mort-terrain par géomorphologie 30
Tableau 4-6 Sommaire des résultats des analyses chimiques de l'eau souterraine 36
Tableau 4-7 Taille des matériaux entreposés dans la Halde 002 38
Tableau 4-8 Bassins de gestion des eaux 39
Tableau 4-9 Concentration estimée maximale des contaminants d'intérêt potentiel (Vision, 2025) 40
Tableau 4-10 Récepteurs environnementaux potentiels 41
Tableau 5-1 Caractéristiques du maillage du modèle 47
Tableau 5-2 Unités hydrostratigraphiques du modèle de bas 49
Tableau 5-3 Calibration de la conductivité hydraulique et de la recharge dans le modèle pré-exploitation minière 52
Tableau 5-4 Unités hydrostratigraphiques – Halde 002 55

Tableau 5-5 Paramètres du modèle de transport 60
Tableau 5-6 Concentration maximale simulée aux récepteurs potentiels critiques 62
Tableau 5-7 Analyse de sensibilité sur le modèle d'écoulement en régime permanent 63
Tableau 5-8 Résultats de l'analyse de sensibilité du modèle transitoire de transport de contaminant . 64

Liste des figures

Figure 1-1 Localisation du site du projet Shaakichiuwaanaan 11
Figure 1-2 Plan général du site 12
Figure 4-1 Température quotidienne de 1956 à 2022 (AtkinsRéalis, 2025b) 17
Figure 4-2 Précipitations annuelles (1956 à 2022) (AtkinsRéalis, 2025b) 18
Figure 4-3 Topographie du site 19
Figure 4-4 Géologie de surface (MRNF, 2021) 20
Figure 4-5 Épaisseur du mort-terrain 22
Figure 4-6 Géologie régionale du socle rocheux 23
Figure 4-7 Géologie régionale et couloirs minéralisés (PB Metals, 2024) 24
Figure 4-8 Élévation du roc et localisation des forages 25
Figure 4-9 Résultats des essais Lugeon en fonction de la profondeur 27
Figure 4-10 Intervalle des essais par charge instantanée en fonction de la profondeur dans le roc ... 28
Figure 4-11 Conductivité hydraulique dans le roc en fonction de la profondeur 31
Figure 4-12 Piézométrie dans le roc entre juin et octobre 2024 33
Figure 4-13 Lacs et cours d'eau dans le secteur du projet 35
Figure 4-14 Concentration d'arsenic dans le temps (Vision, 2025) 39
Figure 5-1 Vue en plan du maillage 46
Figure 5-2 Vue en plan des limites du modèle pré-exploitation minière à la couche 1 50
Figure 5-3 Courbe de calibration des charges hydrauliques du modèle de base 52

Figure 5-4 Élévation simulée du niveau d’eau souterraine en régime permanent pendant la phase pré-exploitation minière 54

Figure 5-5 Élévation simulée du niveau d’eau souterraine pendant la phase d’exploitation minière 56

Figure 5-6 Élévation du niveau d’eau souterraine 200 ans après le début de l’exploitation minière. 58

Figure 5-7 Distribution des concentrations en arsenic simulées après 200 ans 61

Sommaire Executif

AtkinsRéalis a été mandatée par Patriot Battery Metals (PB Metals) pour établir les conditions hydrogéologiques de base du Projet Shaakichiuwaanaan, évaluer l'évolution des conditions d'eaux souterraines associées au développement des aires d'entreposage (stériles et résidus) et de la fosse, et apprécier, au moyen d'un modèle numérique 3D, l'efficacité des mesures de mitigation proposées afin de prévenir toute dégradation significative de la qualité des eaux souterraines liée aux la percolation des eaux issues de la Halde 002, conformément à la Directive 019 (MELCCFP, 2025), pour appuyer les décisions de conception de l'aire d'entreposage. Le présent rapport traite spécifiquement de l'élaboration du modèle conceptuel hydrogéologique fondé sur les données de référence, du développement du modèle numérique, de sa calibration et des scénarios prédictifs.

Les conditions hydrogéologiques de base ont été établies à partir d'informations publiques et d'investigations de terrain. Deux unités hydrostratigraphiques ont été identifiées : le mort-terrain (till) et le substratum rocheux. Le mort-terrain, généralement discontinu et d'épaisseur moyenne de ~8 m lorsqu'il est présent, n'est pas considéré comme un aquifère à grande échelle. Le massif rocheux est un peu plus perméable dans sa portion supérieure altérée (~15 m), mais demeure globalement moins perméable que le mort-terrain. L'écoulement des eaux souterraines dans le mort-terrain et le roc superficiel suit la topographie, des hauts vers les bas, en direction des lacs et milieux humides.

L'eau souterraine est de type bicarbonaté magnésien et présente des dépassements des critères d'eau de consommation (EC) pour l'arsenic, le manganèse, le molybdène et l'antimoine, ainsi que des dépassements des critères de résurgence vers les eaux de surface (RES) pour le cuivre. Des dépassements des critères EC ont également été observés pour l'azote ammoniacal et les sulfures.

La Halde 002, située au nord-est de la fosse et des infrastructures minières projetées, recevra une partie des résidus et des stériles. Selon Vision Geochemistry (2025), les matériaux entreposés dans la Halde 002 présentent un risque de lixiviation des métaux, notamment l'arsenic, et un potentiel de génération d'acide. Conformément à la Directive 019, un modèle hydrogéologique doit être développé afin de démontrer que les mesures de contrôle de la percolation des eaux sous l'aire 002 préviennent toute dégradation de la qualité de l'eau souterraine.

Un modèle numérique 3D a été développé pour évaluer les conditions d'écoulement et l'efficacité des mesures autour de la Halde 002. Le modèle pré-exploitation minière représente l'état actuel du site et a servi à la calibration. La phase d'exploitation minière suppose la Halde 002 et la fosse pleinement développées dès l'année 1 jusqu'à la fin des opérations, puis la phase de fermeture/post-fermeture (sur 180 ans) considère une fosse remise en eau et la Halde 002 recouverte.

Les mesures de mitigation évaluées comprennent l'installation d'une géomembrane sous la Halde 002 durant l'exploitation minière, suivie d'une couverture imperméable à la fermeture. Les résultats d'écoulement montrent que la géomembrane modifie les directions d'écoulement vers le sud et le sud-ouest (lac L01 et fosse). Cet effet persiste à la fermeture/post-fermeture.

Le modèle de transport simule la percolation des contaminants (notamment l'arsenic) depuis la Halde 002, à travers la géomembrane sous-jacente, vers l'environnement. Les résultats du modèle de transport des contaminants indiquent que le lac L02 constitue le récepteur le plus à risque vis-à-vis les percolations d'eau en provenance de la Halde 002, en raison de sa proximité et de sa position en aval hydraulique de la halde. Toutefois, le système de mitigation s'avère efficace, les concentrations de contaminants

atteignant les récepteurs environnementaux demeurant inférieures aux critères applicables après 200 ans.

Recommandations :

- Assurer un contrôle et une assurance de la qualité efficaces (CQ/AQ) lors de l'installation de la géomembrane afin de minimiser le nombre de défauts et, par conséquent, de réduire les taux de percolation à travers la géomembrane;
- Mettre en place un programme de suivi des eaux souterraines afin de surveiller la qualité des eaux souterraines à proximité de la Halde 002, incluant des campagnes d'échantillonnage périodiques et l'établissement de seuils d'alerte appropriés conformes aux objectifs de protection de la qualité des eaux souterraines;
- Comparer les résultats des simulations de l'étude de modélisation hydrogéologique aux résultats de suivi des eaux souterraines recueillis sur le terrain. L'étude de modélisation hydrogéologique devrait être mise à jour et recalibrée, au besoin, en fonction des données de terrain afin d'affiner les prédictions.

Acronymes

Acronyme	Définition
PB Metals	Patriot Battery Metals Inc
asl	Au-dessus du niveau de la mer
bgs	En dessous du niveau du sol
CBJNQ	Convention de la Baie-James et du Nord Québécois
LOM	Durée de la vie de la mine (life of mine)
MELCCFP	Ministère de l'Environnement, de la Lutte contre les changements climatiques, de la Faune et des Parcs
MELCC	Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques
MRNF	Ministère des Ressources naturelles et des Forêts
NRCAN	Ressources naturelles Canada
SIGÉOM	Système d'information géominière
3D	Trois dimensions

1. Introduction

1.1 Contexte

Le projet Shaakichiuwaanaan (anciennement connu sous le nom de projet Corvette) est un projet de lithium appartenant à Patriot Battery Metals Inc. (PB Metals), situé dans la région d'Eeyou Istchee Baie-James, au Québec, Canada (**Figure** 1-1). Le projet minera le spodumène issu d'un gisement de pegmatite au moyen d'une méthode hybride combinant l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine. La mine comprendra également une usine de traitement du minerai, une halde mixe pour les stériles et les résidus, une halde dédiée aux stériles, deux haldes de mort-terrain, une halde de matières organiques, une usine de traitement de l'eau ainsi que diverses infrastructures minières. La durée de vie prévue du projet est actuellement estimée à 19 ans, excluant la phase de construction.

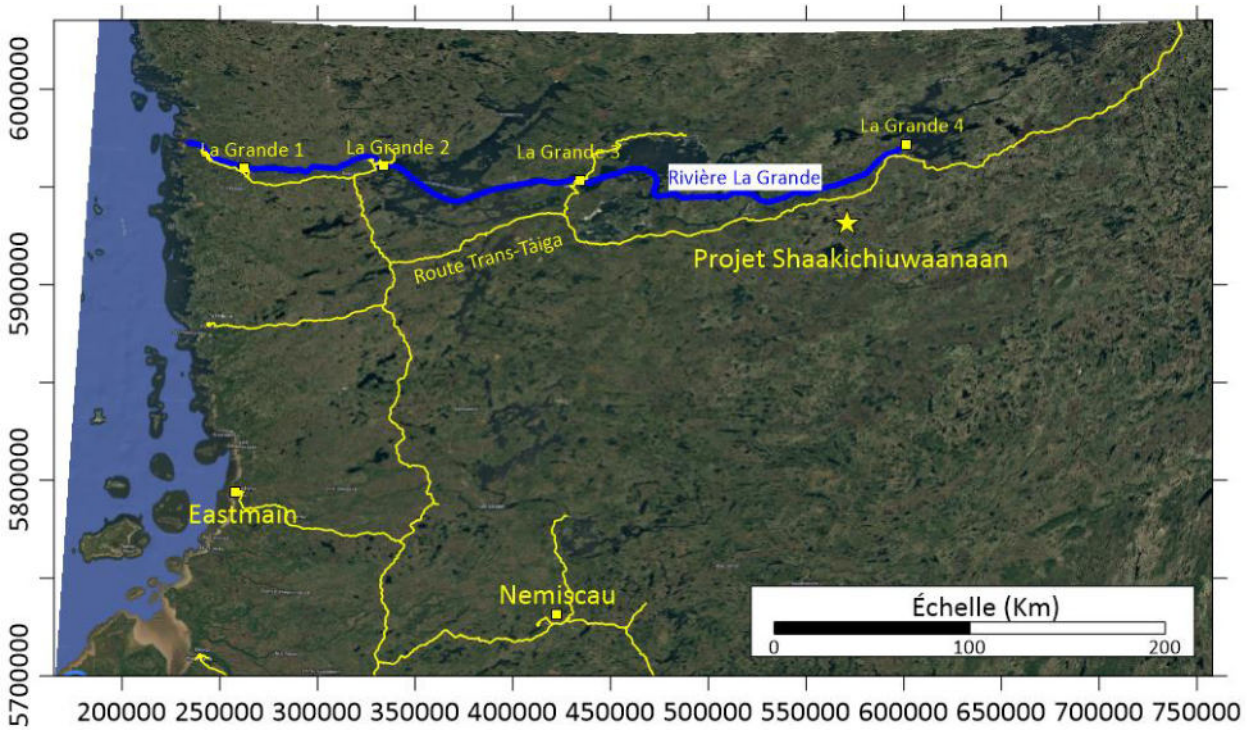


Figure 1-1 Localisation du site du projet Shaakichiuwaanaan

Deux sites ont été sélectionnés pour l'entreposage des résidus et des stériles, comme illustré à la **Figure 1-2**. La Halde 001, située au nord-ouest de l'usine, sera entièrement dédiée à l'entreposage des stériles, en raison de sa proximité avec la fosse à ciel ouvert. En revanche, la Halde 002, située au nord-est de l'usine, est destinée à accueillir à la fois des stériles et des résidus.

Selon l'évaluation géochimique réalisée par Vision Geochemistry (2025) concernant les matériaux entreposés dans la Halde 002, ceux-ci ont été jugés susceptibles de présenter un risque de lixivier des métaux, notamment l'arsenic, et présente également un potentiel de génération d'acidité. Sur la base de cette évaluation et des exigences de la Directive 019, un modèle hydrogéologique doit être développé afin de démontrer que les mesures de mitigation qui seront mises en place permettront d'éviter toute

dégradation significative de la qualité des eaux souterraines causée par le drainage minier en provenance des résidus et stériles miniers entreposés dans la Halde 002.

Dans le cadre de l'étude de faisabilité, PB Metals a mandaté AtkinsRéalis pour réaliser l'étude hydrogéologique de base, évaluer la nécessité de mener une étude pour la protection des eaux souterraines pour la Halde 002 et effectuer cette étude le cas échéant, conformément à la Directive 019 (MELCCFP, 2025).

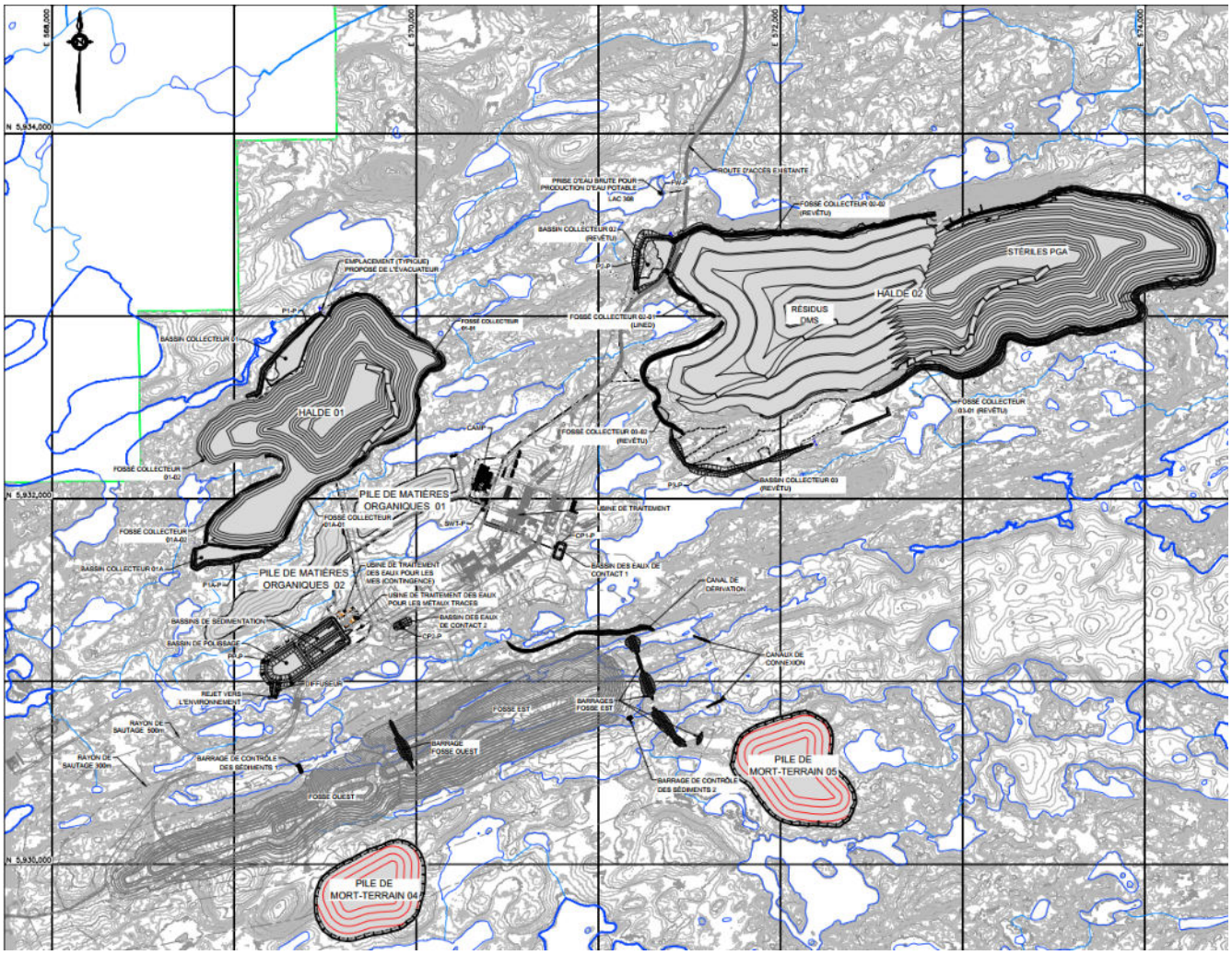


Figure 1-2 Plan général du site

1.2 Objectifs

La présente étude vise à établir les conditions hydrogéologiques de base du site, à évaluer l'évolution du régime des eaux souterraines associée au développement des haldes et de la fosse, et à analyser — au moyen d'un modèle numérique 3D — l'efficacité des mesures de mitigation proposées pour prévenir toute dégradation significative de la qualité des eaux souterraines due au drainage minier en provenance de la Halde 002, en lien avec la Directive 019 (MELCCFP, 2025).

1.3 Méthodologie

Pour atteindre ces objectifs, les tâches suivantes ont été réalisées et sont détaillées dans le présent rapport :

- Examiner l'ensemble des informations hydrogéologiques, géologiques, hydrologiques et géotechniques disponibles afin de développer une bonne compréhension des conditions du site;
- Développer un modèle conceptuel hydrogéologique décrivant les conditions des eaux souterraines sur le site;
- À partir du modèle conceptuel, élaborer un modèle numérique 3D représentant les conditions actuelles du site;
- À partir du plan minier, évaluer les conditions hydrogéologiques après le développement minier, en portant une attention particulière à la Halde 002 et aux mesures de mitigation proposées;
- À l'aide du modèle numérique 3D, analyser le potentiel de lixiviation de la Halde 002 avec les mesures de mitigation prévues vers le système d'eaux souterraines, ainsi que les impacts potentiels sur les récepteurs environnementaux;
- Confirmer la pertinence des mesures de mitigation proposées ou recommander des mesures supplémentaires pour protéger les récepteurs environnementaux si ceux-ci ne sont pas adéquats.

2. Description du site

2.1 Localisation du projet

Le projet Shaakichiuwaanaan (le Site) est situé dans la région d'Eeyou Istchee Baie-James, au Québec, Canada, aux coordonnées approximatives 5 932 147 mètres de latitude et 571 107 mètres de longitude (NAD83(CSRS98) / UTM zone 18N). Il se trouve à environ 220 km à l'est de Radisson et à environ 240 km au nord-nord-est du site minier Nemaska. L'accès au Site se fait en empruntant la route Trans-Taïga jusqu'au km 270, puis en suivant un chemin secondaire sur environ 14 km. La **Figure** 1-1 illustre la localisation du site du projet Shaakichiuwaanaan. Le site couvre une superficie d'environ 23 710 hectares (ha) et comprend 463 titres miniers.

Le projet est situé sur des terres de Catégorie III du territoire cri d'Eeyou Istchee, conformément à la Convention de la Baie-James et du Nord québécois (CBJNQ). Cette entente établit un cadre structuré pour la gestion et le développement des ressources, incluant des mécanismes de consultation avec les peuples autochtones (PB Metals, 2025).

2.2 Description du projet

Le projet vise à développer une mine de lithium combinant une fosse à ciel ouvert et une exploitation souterraine. Il comprendra notamment une usine de traitement du minerai, une usine de traitement de l'eau, un camp pour les travailleurs, des zones d'entreposage pour les stériles, les résidus, le minerai, le mort-terrain et les matières organiques. La **Figure** 1-2 présente la configuration générale des installations. La durée de vie de la mine est estimée à environ 19 ans (G Mining, 2025a).).

3. Données disponibles

Plusieurs documents ont été examinés afin d'élaborer un modèle conceptuel hydrogéologique complet ainsi qu'un modèle numérique permettant d'atteindre les objectifs de la présente étude. La liste suivante présente les documents consultés :

- Analysis and Interpretation of the CV5 Static and Kinetic Geochemistry Characterization Results – Rapport technique soumis par BBA le 23 mai 2024. Référence 7535001-000500-4E-ERA-0001 R00;
- Geochemical Modelling of Arsenic Leaching Risk for CV5 Waste Rock Stockpiles – Rapport technique soumis par BBA le 3 juillet 2024. Référence 7535001-003200-4E-ERA-0001-R00;
- PEA Highlights Shaakichiuwaanaan Project as a Potential North American Lithium Raw Materials Supply Base. Patriots Battery Metals Inc. Août 2024;
- Water Management Plan and Water Diversion – Rapport technique soumis par BBA le 11 septembre 2024. Référence 7535006-014000-41-ERA-0002-R00;
- Hydrogeological Baseline Study – Future Open Pit CV5, Corvette Lithium property – Rapport technique soumis par BBA le 23 septembre 2024. Référence 7535001-001900-41-ERA-0002-R00;
- Geotechnical Campaign for Phase 2 (factual) – Rapport technique soumis par BBA le 17 avril 2025. Référence 7535009-020001-4G-ERA-0003-R00 D;
- Hydrogeological Characterisation – CV5 mining site Shaakichiuwaanaan Lithium Property - Rapport technique soumis par BBA le 4 juillet 2025. Référence 753019-000000-41-ERA-0002-R00;
- Packer Testing Factual Report – Rapport technique soumis par BBA le 9 juillet 2025. Référence 7535019-000000-41-ERA-0001-R00;
- Hydrogeological characterisation – Water supply well, Shaakichiuwaanaan Lithium Property - Rapport technique soumis par BBA le 9 juillet 2025. Référence 20257535019-000000-41-ERA-0003-R00;
- Baseline Hydrology –Note technique soumise par AtkinsRéalis le 15 août 2025. Référence CASN-A-370-HY-REP-001;
- Geochemical Characterization of Mine Waste Materials & Modelling of Waste Rock Stockpiles for the Shaakichiuwaanaan Project (CV5 Pegmatite): Feasibility Study Update. Rapport soumis par Vision Geochemistry le 12 novembre 2025. Référence 2405007-TR1;
- La bathymétrie du Lac L01 fournis par PB Metals le 23 octobre 2024;
- Modèle géologique fourni par PB Metals le 6 novembre 2024;
- La fosse ultime et la mine souterraine projetée ont été fournies par G Mining le 5 mai 2025;
- Conception des haldes 001 et 002 par AtkinsRéalis fournie le 23 mai 2025;
- Géologie structurelle (failles, joints, et autres structures) fournie avec le modèle géologique par PB Metals le 25 janvier 2025. La nature hydrogéologique de ces failles et joints a été déterminée à l'aide des valeurs de RQD et la description géologique;
- Lidar, bathymétrie et modèle numérique de terrain régional du Canada (MNEMR) (NRCAN, 2011).

Un examen approfondi de la documentation existante disponible a été réalisé, et une analyse des écarts a été effectuée par AtkinsRéalis pour l'hydrogéologie de base et pour le développement du modèle numérique 3D (AtkinsRéalis, 2025a). L'analyse des écarts a permis d'identifier les données disponibles, de mettre en évidence les lacunes, ainsi que l'ensemble des hypothèses utilisées pour l'évaluation de base, le développement du modèle conceptuel et du modèle numérique.

4. Modèle conceptuel hydrogéologique

Le modèle conceptuel décrit dans cette section représente notre compréhension des conditions hydrogéologiques actuelles du site. AtkinsRéalis n'a réalisé aucun travail de terrain hydrogéologique sur le site; par conséquent, toutes les informations présentées ci-dessous sont basées sur les données recueillies sur le terrain par d'autres consultants.

4.1 Géographie et hydrologie régionales

La topographie régionale est caractérisée par un relief accidenté et un couvert forestier dense, typiques du Bouclier canadien. L'altitude au site varie de manière significative, allant d'environ 250 mètres à 450 mètres au-dessus du niveau de la mer (m asl).

Le projet se situe dans une région comprenant plusieurs plans d'eau importants qui jouent un rôle essentiel dans l'hydrologie locale et l'écosystème. Le Lac Shaakichiuwaanaan (Lac L01 sur la **Figure** 4-3) est situé à l'intérieur de la zone du projet et constitue un élément majeur du paysage local. La rivière La Grande, située à environ 50 km au nord du site, est l'un des principaux cours d'eau de la région. Elle fait partie du complexe hydroélectrique de La Grande, qui comprend plusieurs grands réservoirs et barrages.

4.2 Climat

Le climat de la province naturelle des Basses collines de la Grande Rivière, où se situe la zone d'étude, est caractérisé par des étés frais et des hivers très froids (Environnement Canada, 2023).

Les données climatiques ont été obtenues à partir de quatre stations d'Environnement et Changement climatique Canada (ECCC), telles que présentées au **Tableau 4-1**. Au total, 53 années de données quotidiennes sur les précipitations, les pluies, les chutes de neige et les températures ont été compilées et reconstituées. Les années comportant plus de 10 jours de données manquantes ont été exclues de l'analyse afin d'assurer la fiabilité des résultats. Pour l'enneigement, l'ensemble de données reconstitué comprend 63 années d'observations.

Tableau 4-1 Caractéristiques des stations météorologiques

Nom	Station ID	Distance du site (km)	Latitude Nord	Longitude Ouest	Altitude (m)	Années disponibles
Nitchequon	7095480	202	53°12'00,0"	70°54'00,0"	536,1	1942 - 1985
La Grande IV A	7093GJ3	32	53°45'26,0"	73°40'45,0"	306,3	1985 - 2018
La Grande IV	7093GJ5	32	53°45'26,0"	73°40'43,0"	302,8	2005 - 2024
La Grande 4 A	7093714	32	53°45'17,0"	73°40'31,0"	306,3	2011 - 2024

Selon l'analyse des données climatiques, la température annuelle moyenne est de –3,1 °C, avec une température moyenne estivale de 12,5 °C et une température moyenne hivernale de –20,6 °C (**Figure** 4-1) (AtkinsRéalis, 2025b). Les précipitations annuelles moyennes varient entre 579 mm et 1 143 mm, pour une moyenne annuelle de 722 mm (**Figure** 4-2) (AtkinsRéalis, 2025b).

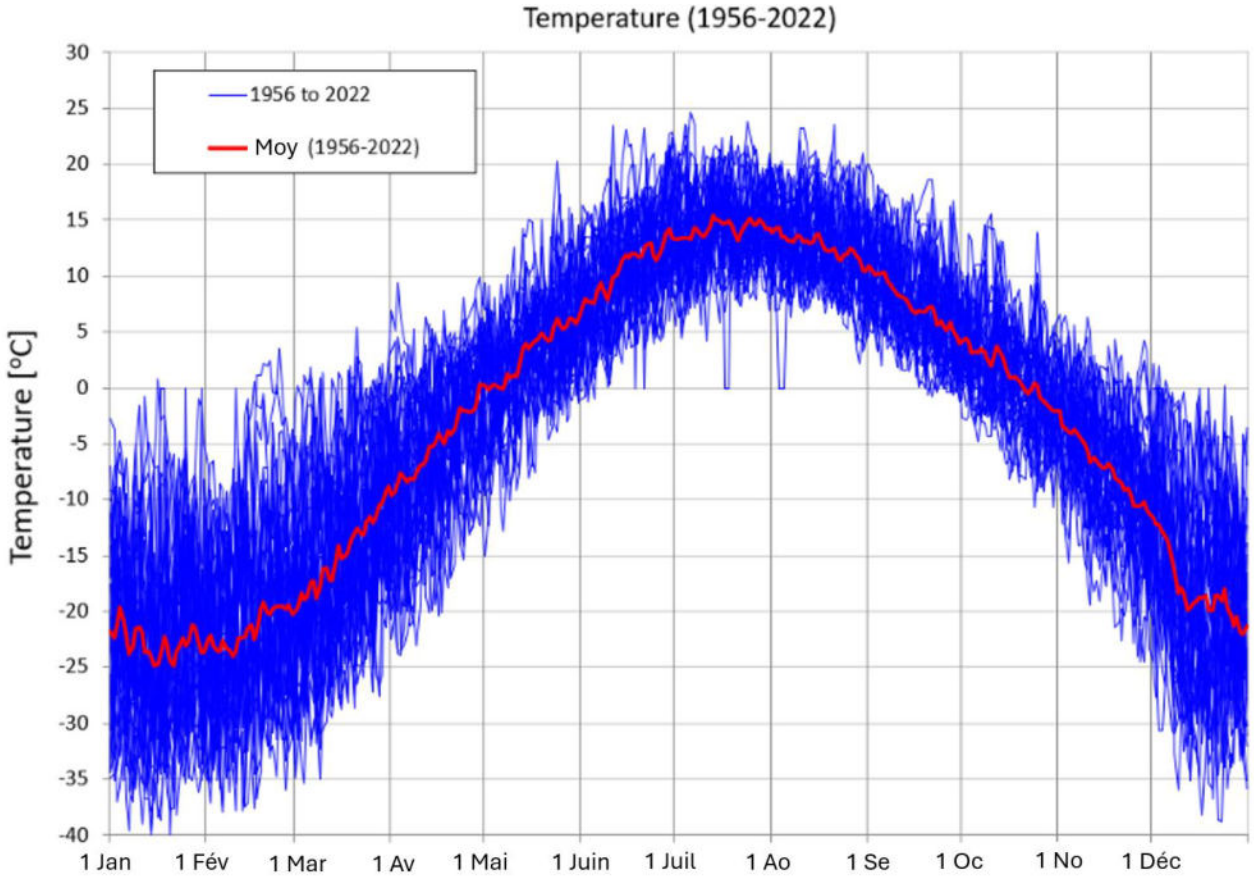


Figure 4-1 Température quotidienne de 1956 à 2022 (AtkinsRéalis, 2025b)

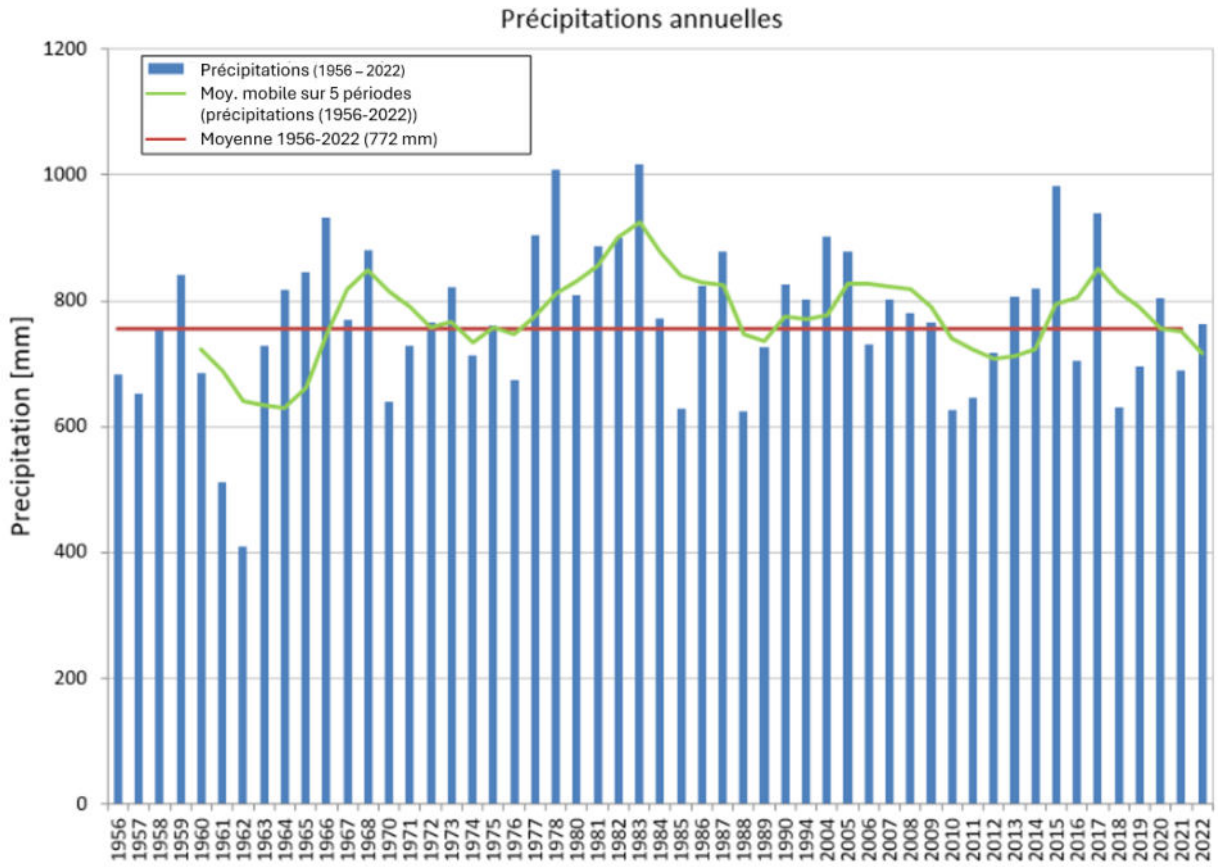


Figure 4-2 Précipitations annuelles (1956 à 2022) (AtkinsRéalis, 2025b)

4.3 Topographie et hydrologie locale

La topographie du site a été définie en combinant les données LiDAR haute résolution de la zone du projet (1 m × 1 m) et les données bathymétriques (1 m × 1 m) avec le modèle numérique de terrain régional du Canada (20 m × 20 m) (RNCan, 2011). La topographie résultant de la combinaison de ces jeux de données est présentée à la **Figure** 4-3, avec des altitudes qui varient entre 346 m asl et 460 m asl autour du site, les points les plus bas correspondant généralement aux lacs.

La fosse proposée CV5 et la mine souterraine sont situées sous le Lac L01 et sont entourées de plusieurs plans d'eau (sans nom) ainsi que de zones marécageuses. L'altitude des lacs varie entre 353 m asl et 382 m asl (le Lac L01 se trouvant à 373,9 m asl) et leur drainage s'oriente du nord vers le sud et d'est en ouest.

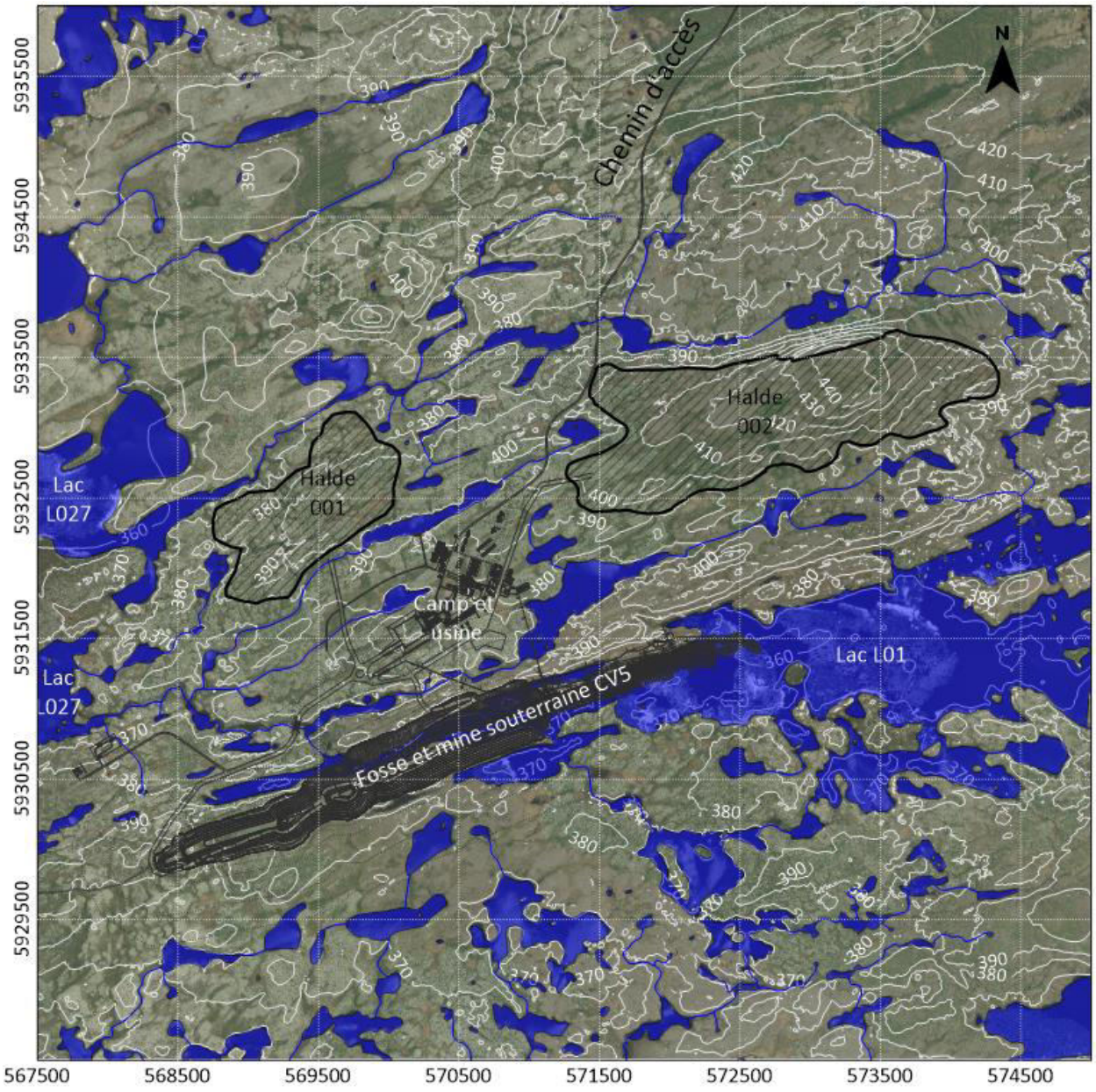


Figure 4-3 Topographie du site

4.4 Géologie

La propriété Shaakichiuwaanaan est située dans une région géologiquement complexe, caractérisée par un assemblage de formations rocheuses ignées et métamorphiques, recouvertes de dépôts glaciaires. La géologie de la zone d'étude a été interprétée à partir des données de cartographie géologique du Système d'information géominière (SIGÉOM) (MRNF, 2021), la base de données géoscientifique du gouvernement du Québec, ainsi que des données de forage recueillies par PB Metals et leurs consultants.

4.4.1 Mort-terrain

Le mort-terrain de la région est discontinu, interrompu fréquemment par des affleurements rocheux, et est principalement composé de till recouvert de sols organiques. Les sols organiques présents en surface ont une épaisseur d'environ 0,15 m, mais varient entre 0,07 m et 1,04 m dans la zone de la Halde 002 (BBA, 2025a).

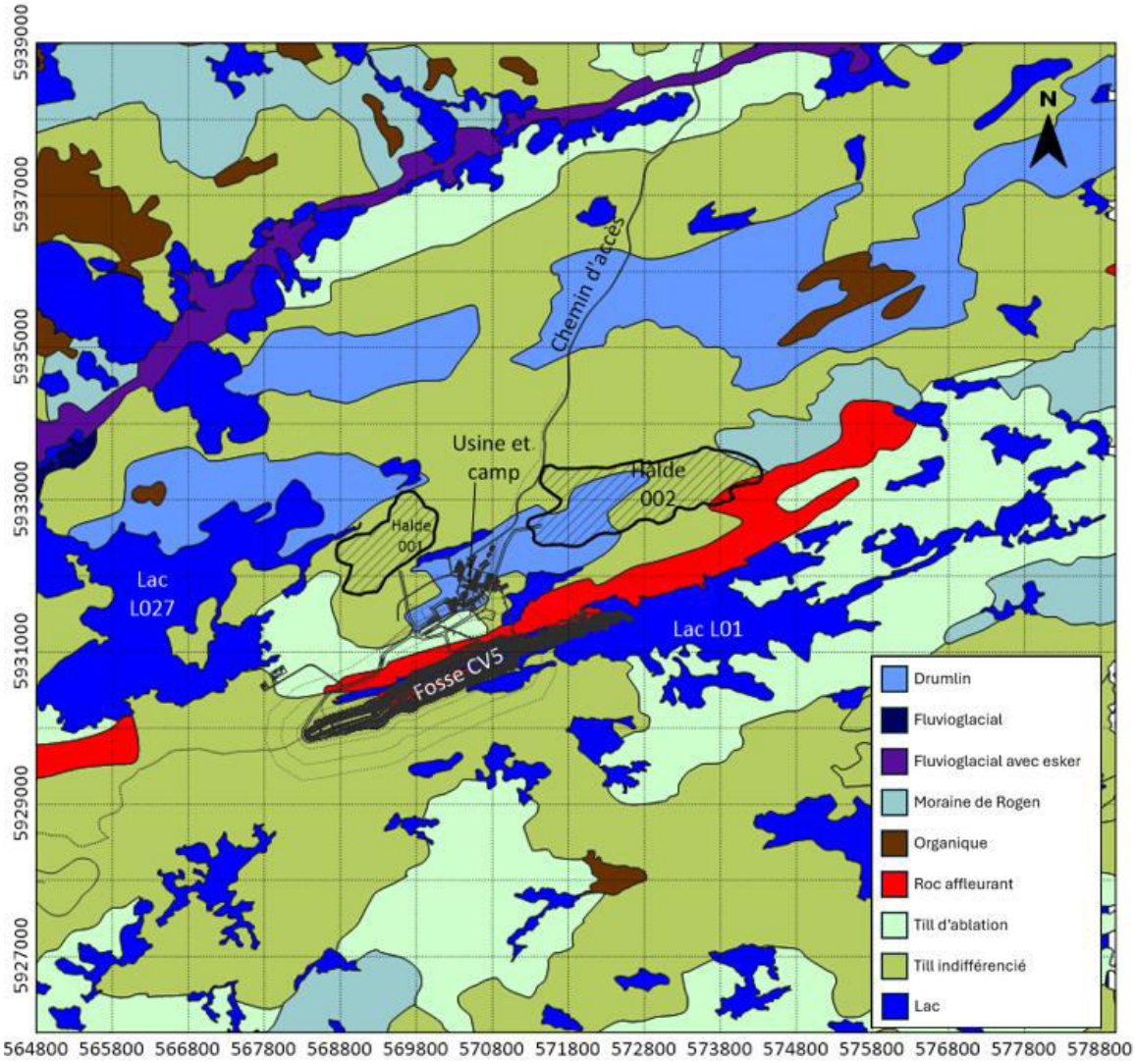


Figure 4-4 Géologie de surface (MRNF, 2021)

Sous les matériaux organiques, le mort-terrain est constitué de till. Le till est un sédiment déposé directement par les glaciers. Il est généralement hétérogène et composé de proportions variables d'argile, de silt, de sable, de gravier, de galets et de blocs, Le till de la région est subdivisé en plusieurs unités géomorphologiques dans le SIGÉOM (MRNF, 2021) (**Figure** 4-4) :

- Drumlins : Formes profilées caractérisées par des crêtes allongées, rectilignes et de faible élévation, créées par l'action glaciaire sur un till meuble sous-jacent;

- Moraine de Rogen : Type de moraine formée sous-glaciairement et constituée de matériaux glaciaires, le plus souvent du till. Elle se manifeste sous forme de grandes crêtes ondulées orientées transversalement à la direction d'écoulement de la glace;
- Till d'ablation : Till déposé à l'extrémité d'un glacier durant les processus d'ablation, généralement constitué de diamicton avec une matrice meuble ou lavée. Sa surface présente habituellement de nombreux cailloux et blocs;
- Till indifférencié : Till dont la genèse ne peut être déterminée.

La géomorphologie du site est principalement caractérisée par des drumlins et des tills indifférenciés, avec une petite portion de la Halde 002 située sur une moraine de Rogen. Le till présent sur le site est généralement composé de sable silteux, de silt ou de sable, avec du gravier occasionnel et de faibles teneurs en argile, devenant plus graveleux avec la profondeur. À l'interface du roc, le mort-terrain devient plus grossier, et s'apparente plus à une couche de galets, de blocs et de gravier avec des traces de matériaux sableux (BBA, 2025a).

L'épaisseur du mort-terrain dans la zone du projet a été estimée grâce à l'interprétation des données de 892 forages. L'épaisseur de cette unité, lorsqu'elle est présente, varie entre 0,11 m (CH24-098) et 48 m (CV24-650). Les zones présentant les épaisseurs les plus importantes correspondent généralement aux drumlins. La variation de l'épaisseur du mort-terrain à travers le site a été interpolée entre les forages et est illustrée à la **Figure** 4-5.

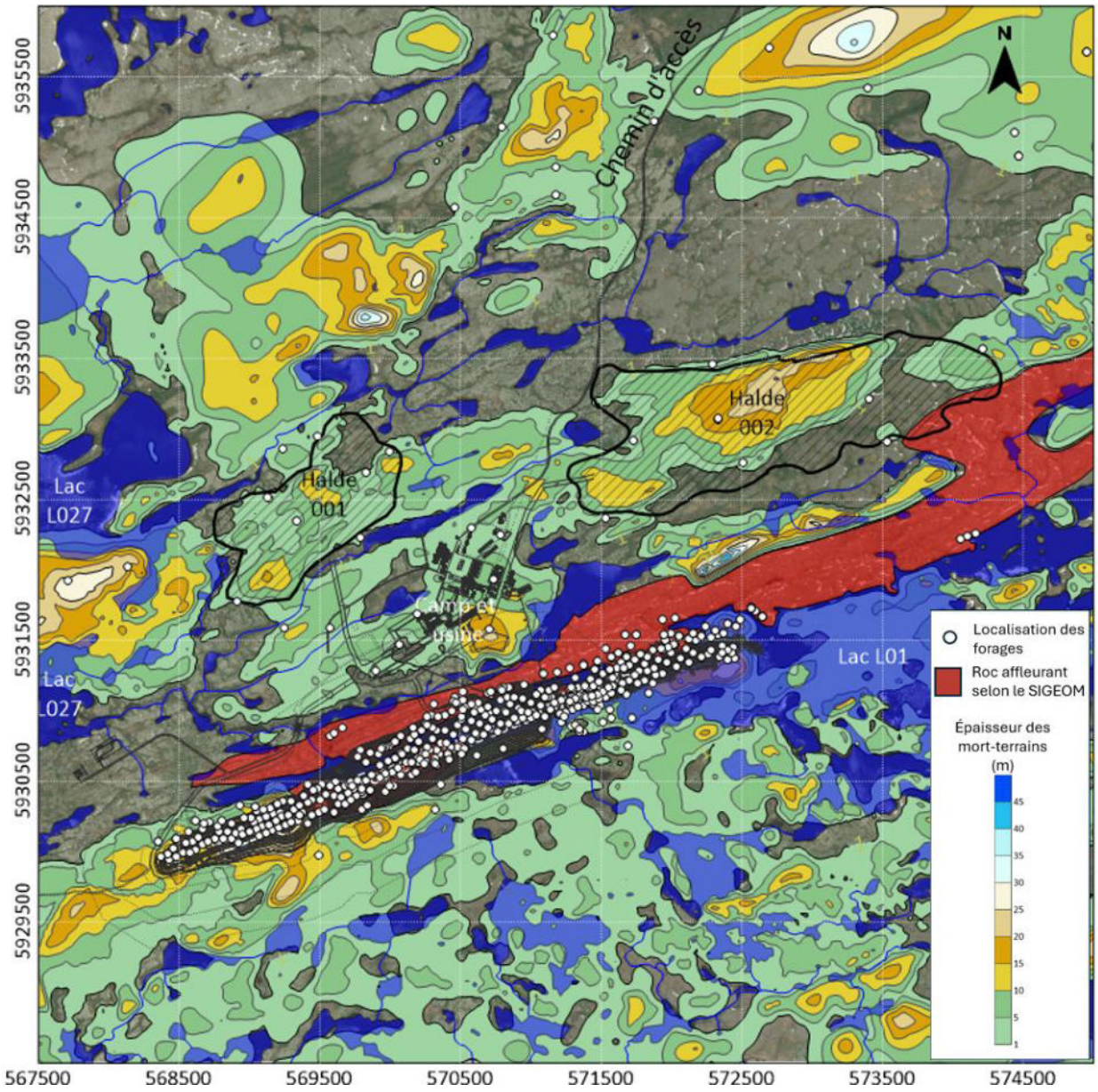


Figure 4-5 Épaisseur du mort-terrain

Une investigation géotechnique réalisée par BBA en 2024 (BBA, 2025a) a montré que la zone de la Halde 002 repose principalement sur une couche organique suivie d'une unité généralement très lâche à très dense de sable silteux. Cette unité est composée principalement de silt et de sable avec du gravier occasionnel et de faibles teneurs en argile, jusqu'à des profondeurs atteignant 4,88 m sous la surface à certains endroits.

Sous le sable silteux se trouve une couche lâche à très dense de matériaux graveleux, mélangés à du sable, du silt et de l'argile, avec une épaisseur qui varie entre 0,36 m et 9,14 m lorsqu'elle est présente. Trois forages ont mis en évidence une couche de galets, blocs et gravier située à l'interface entre le roc et le mort-terrain, avec une épaisseur qui varie entre 0,62 m et 6,02 m (BBA, 2025a).

4.4.2 Socle rocheux

La géologie régionale du projet est caractéristique de la Province du Supérieur du Bouclier canadien. Au Québec, cette province géologique est subdivisée en quatre sous-provinces : métasédimentaire, métamorphique, volcano-plutonique et plutonique. La propriété se trouve principalement au-dessus de la ceinture de roches vertes du lac Guyer, considérée comme faisant partie de la plus vaste ceinture de roches vertes de la rivière La Grande. Elle est dominée par des roches volcaniques métamorphisées au faciès amphibolite. Les roches du Groupe de Guyer (amphibolites, formations de fer, roches volcaniques intermédiaires à mafiques, péridotite, pyroxénite, komatiite ainsi que des volcanites felsiques) constituent la majorité du substratum rocheux sous-jacent à la propriété (PB Metals, 2024a). Cette sous-province abrite une minéralisation significative en lithium, notamment dans les pegmatites à spodumène CV5 et CV13 (PB Metals, 2024a). La géologie régionale est présentée à la **Figure** 4-6.

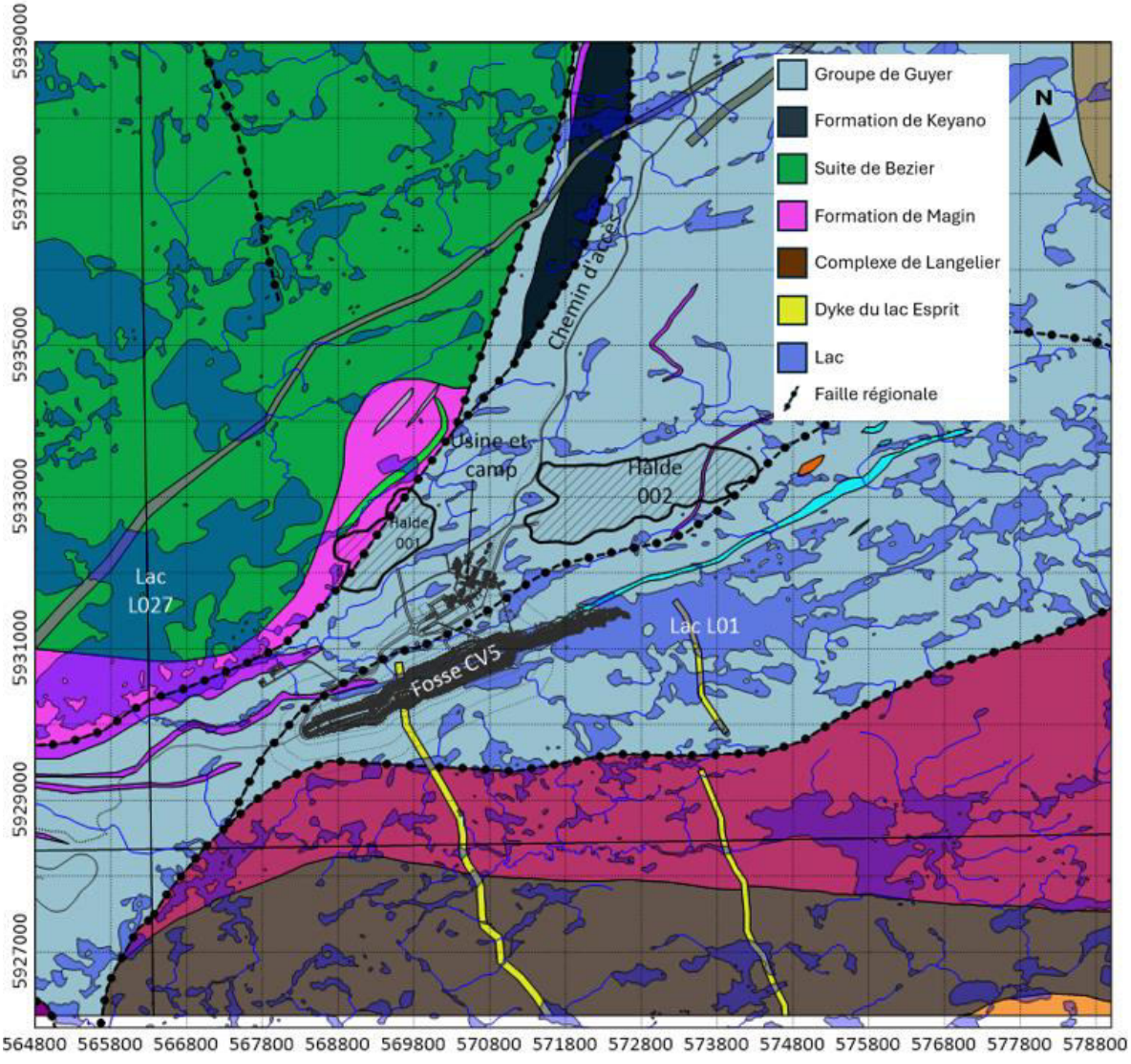


Figure 4-6 Géologie régionale du socle rocheux

Sur le site, le socle rocheux a été caractérisé à partir de 892 forages (PB Metals, 2024b). Selon les données de forage, le socle rocheux est généralement composé d'une alternance d'amphibolite gris à vert, de wacke (Guyer) et d'intrusions de pegmatite blanc à noir (**Figure** 4-7, BBA, 2024a).

La qualité de la roche a été évaluée comme généralement bonne, avec des zones de fractures de faible intensité, selon les valeurs de RQD se situant généralement entre 90 % et 100 %.

L'élévation de la surface du roc varie entre 342 m asl et 446 m asl sur l'ensemble du site, et entre environ 391 m asl et 446 m asl dans la zone de la Halde 002 (**Figure** 4-8). Le roc affleure à certains endroits et peut être rencontré jusqu'à 48 m de profondeur dans d'autres secteurs.

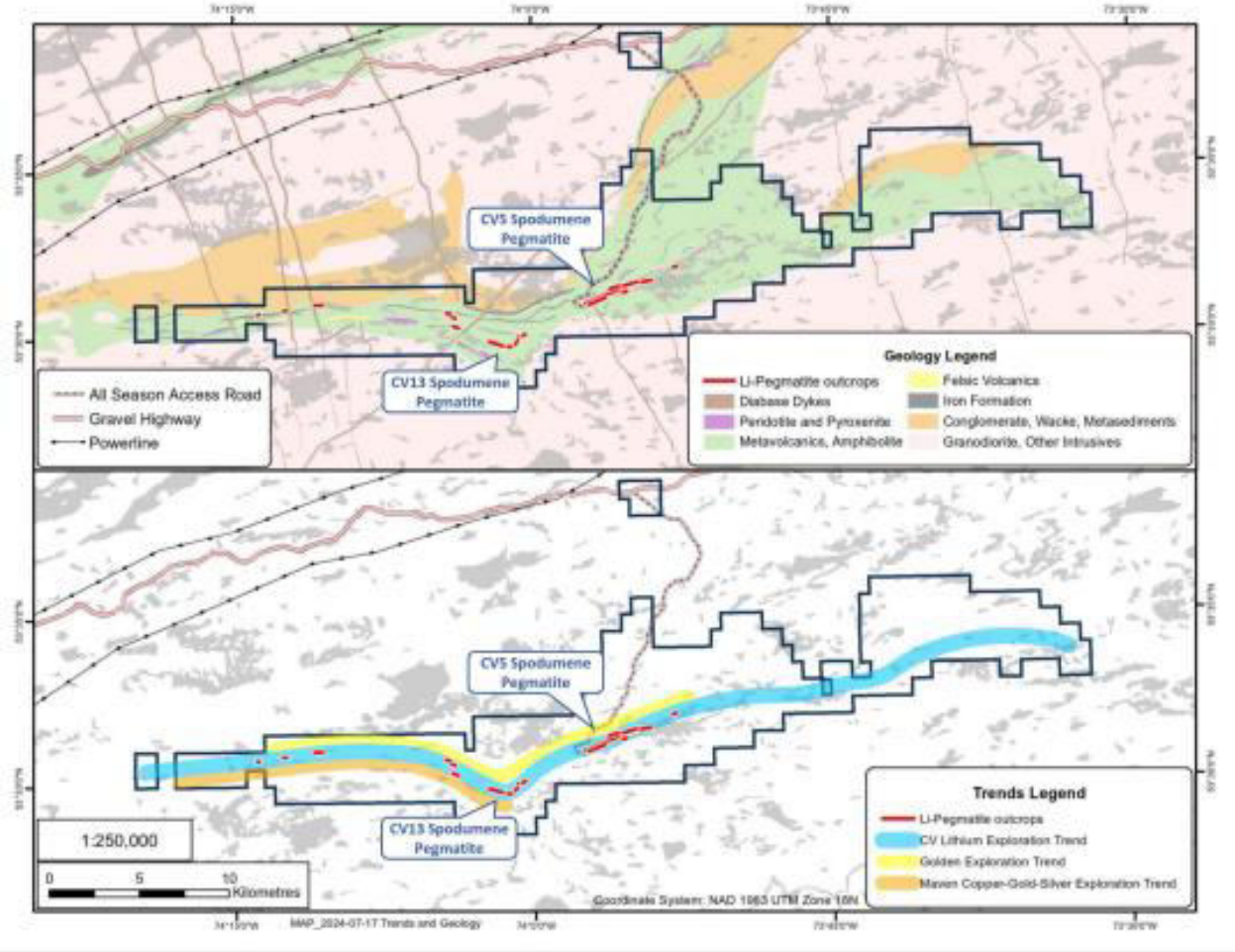


Figure 4-7 Géologie régionale et couloirs minéralisés (PB Metals, 2024)

La zone d'étude est située entre deux failles régionales orientées sud-ouest – nord-est. L'une de ces failles traverse l'emplacement prévu de la Halde 001, tandis que l'autre faille passe à environ 275 m au sud de la Halde 002. La localisation de ces failles est présentée à la **Figure** 4-6.

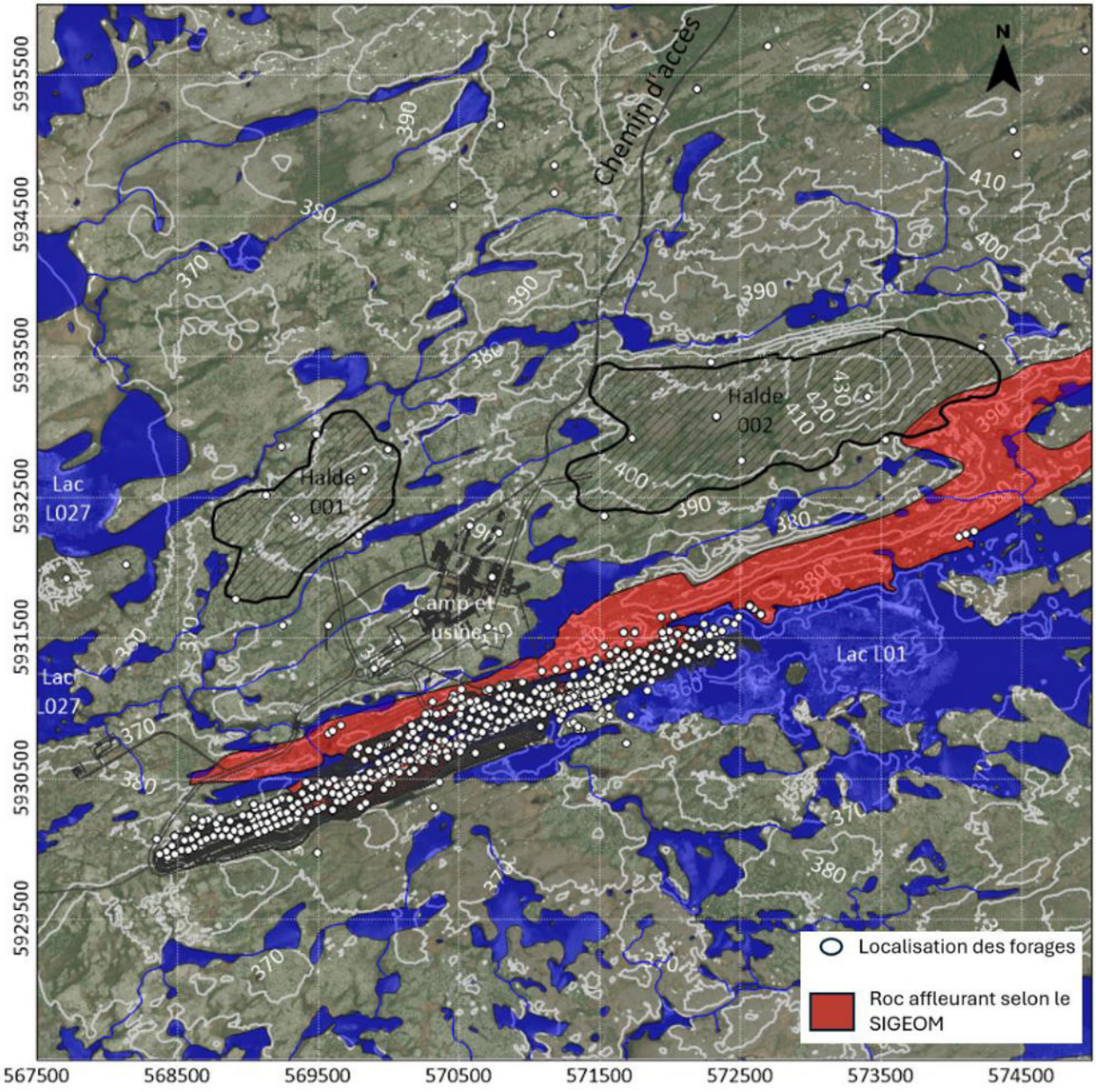


Figure 4-8 Élévation du roc et localisation des forages

4.5 Propriétés hydrogéologiques et hydrostratigraphie

4.5.1 Propriétés hydrogéologiques

La conductivité hydraulique (K) a été évaluée à l'aide de plusieurs méthodes d'essais in situ, incluant des essais d'infiltration, des essais avec obturateurs (lugeons), des essais de perméabilité in situ à charge

instantanée (slug tests) et essais de pompage, réalisés en 2023 et 2024 (BBA, 2024a; BBA, 2025b; BBA, 2025c). Chaque type d'essai fournit des valeurs de conductivité hydraulique à des échelles spatiales et dans des conditions différentes, permettant ainsi une évaluation exhaustive des caractéristiques d'écoulement en subsurface. La storativité a également été estimée à partir des données issues des essais de pompage.

Essais d'infiltration

L'essai d'infiltration mesure la vitesse d'infiltration de l'eau dans un sol non saturé sous l'effet de la gravité. Cet essai a permis d'obtenir des valeurs de conductivité hydraulique à huit emplacements afin de caractériser la conductivité hydraulique de la zone vadose.

Les résultats indiquent une plage de conductivités hydrauliques saturées variant entre $1,6 \times 10^{-6}$ m/s et $4,1 \times 10^{-5}$ m/s, les valeurs les plus élevées ayant été observées dans les unités de till indifférencié et de moraine de Rogen (BBA, 2025b, **Tableau 4-2**).

Ces essais de conductivité hydraulique ont été réalisés pour caractériser le matériau sous les emplacements potentiels des haldes, où le mort-terrain se trouve parfois en condition non saturée. Pour les sols argileux, la conductivité hydraulique saturée mesurée sur le terrain est généralement égale à la moitié ou au quart de la conductivité hydraulique saturée mesurée en laboratoire (ASTM, 2016).

Tableau 4-2 Résultats des tests d'infiltration

Géomorphologie	N	Conductivité hydraulique Moy. Géo. (m/s)	Conductivité hydraulique minimum (m/s)	Conductivité hydraulique maximum (m/s)
Drumlin	3	$5,2 \times 10^{-5}$	$3,6 \times 10^{-6}$	$7,4 \times 10^{-6}$
Moraine de Rogen	1	$4,1 \times 10^{-5}$	$4,1 \times 10^{-5}$	$4,1 \times 10^{-5}$
Till indifférencié	5	$1,9 \times 10^{-5}$	$1,6 \times 10^{-6}$	$4,1 \times 10^{-5}$

BBA, 2025b

Essais Lugeon (essais réalisés à l'aide d'obturateurs)

Des essais de type Lugeon ont été réalisés dans 12 forages autour de l'emplacement proposé de la fosse CV5 afin d'évaluer la conductivité hydraulique du roc à différentes profondeurs, en ciblant des zones discrètes au sein de la roche saturée. Cette méthode isole des sections d'essai à l'aide d'obturateurs (packers) gonflables et applique une pression constante ou variable pour déterminer la perméabilité de la formation. Les valeurs de conductivité hydraulique estimées varient entre $8,6 \times 10^{-10}$ m/s et $3,7 \times 10^{-7}$ m/s, avec une moyenne géométrique de $2,3 \times 10^{-8}$ m/s (BBA, 2025c). Les résultats des essais Lugeon suggèrent que la conductivité hydraulique diminue avec la profondeur, les valeurs de $1,0 \times 10^{-7}$ m/s étant généralement observées à moins de 100 m sous la surface (BBA, 2025c). Un résumé des résultats des essais Lugeon, par intervalle de profondeur, est présenté à la **Figure** 4-9.

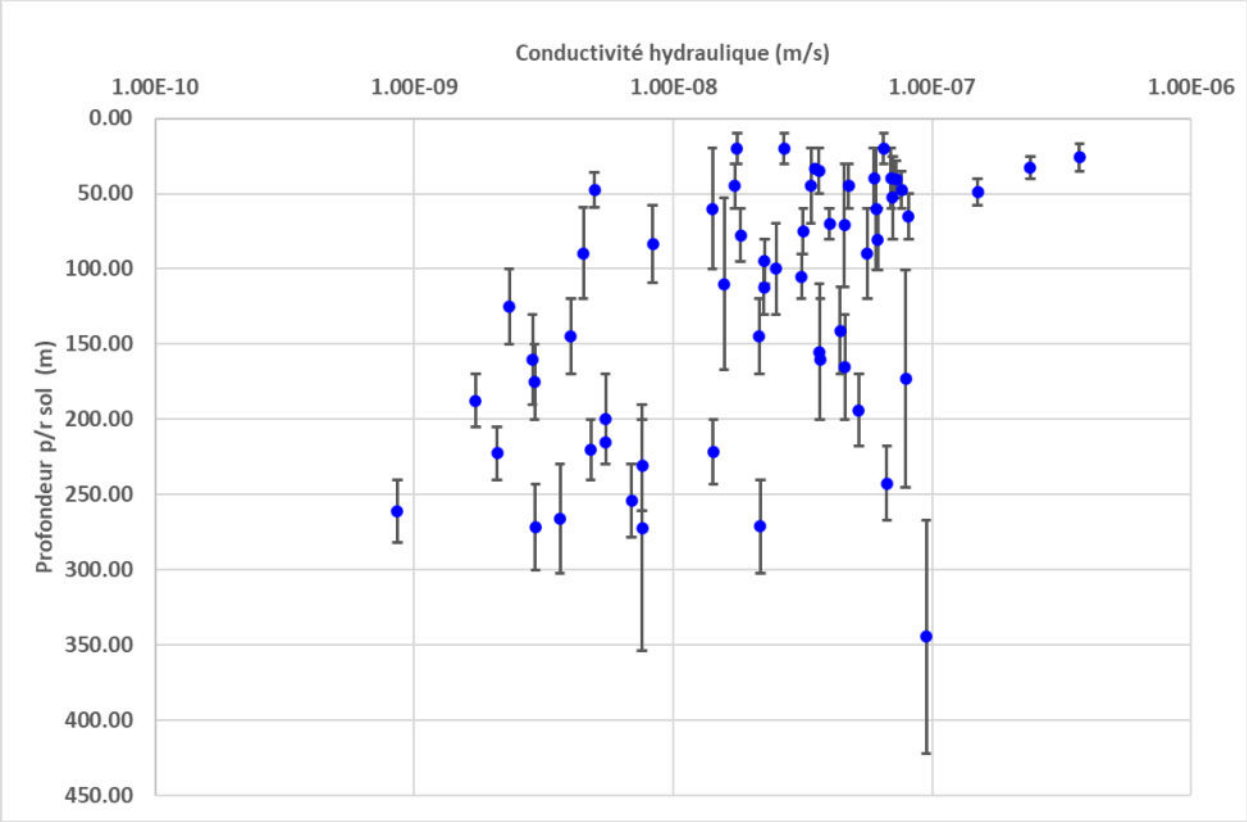


Figure 4-9 Résultats des essais Lugeon en fonction de la profondeur

Essais hydrauliques par charge instantanée (slug tests)

Des essais hydrauliques par charge instantanée (slug tests) ont été réalisés dans 31 puits d'observation afin d'évaluer la conductivité hydraulique du mort-terrain (8 puits) et du roc (23 puits). Les résultats de ces essais indiquent que la conductivité hydraulique du mort-terrain varie entre 2,9 × 10^{-8} m/s et 3,9 × 10^{-6} m/s, avec une moyenne géométrique de 1,1 × 10^{-6} m/s. Le **Tableau 4-3** présente un résumé des résultats des essais dans le mort-terrain, subdivisés selon la géomorphologie du till où chaque essai a été effectué.

Tableau 4-3 Sommaire des résultats des essais hydrauliques par charge instantanée

Géomorphologie	N	Conductivité hydraulique – Moy. Géo. (m/s)	Conductivité hydraulique – Minimum (m/s)	Conductivité hydraulique – Maximum (m/s)
Drumlin	5	$1,3 \times 10^{-6}$	$2,2 \times 10^{-7}$	$3,6 \times 10^{-6}$
Till indifférencié	3	$7,4 \times 10^{-7}$	$2,9 \times 10^{-8}$	$3,9 \times 10^{-6}$
Tout type de till	8	$1,1 \times 10^{-6}$	$2,9 \times 10^{-8}$	$3,9 \times 10^{-6}$

La conductivité hydraulique estimée pour le roc varie entre $4,3 \times 10^{-9}$ m/s et $2,1 \times 10^{-6}$ m/s, avec une moyenne géométrique de $2,0 \times 10^{-7}$ m/s. De façon similaire aux résultats des essais Lugeon, les valeurs obtenues pour le roc à partir des essais par charge instantanée suggèrent une diminution de la conductivité hydraulique avec la profondeur (BBA, 2025b).

Les résultats des essais par charge instantanée indiquent la présence d'un roc plus perméable en surface (moins de 15 m de profondeur), reposant sur un roc plus faiblement perméable en profondeur. La conductivité hydraulique de la portion superficielle du roc est d'un ordre de grandeur plus élevée que celle du roc profond (**Figure** 4-10).

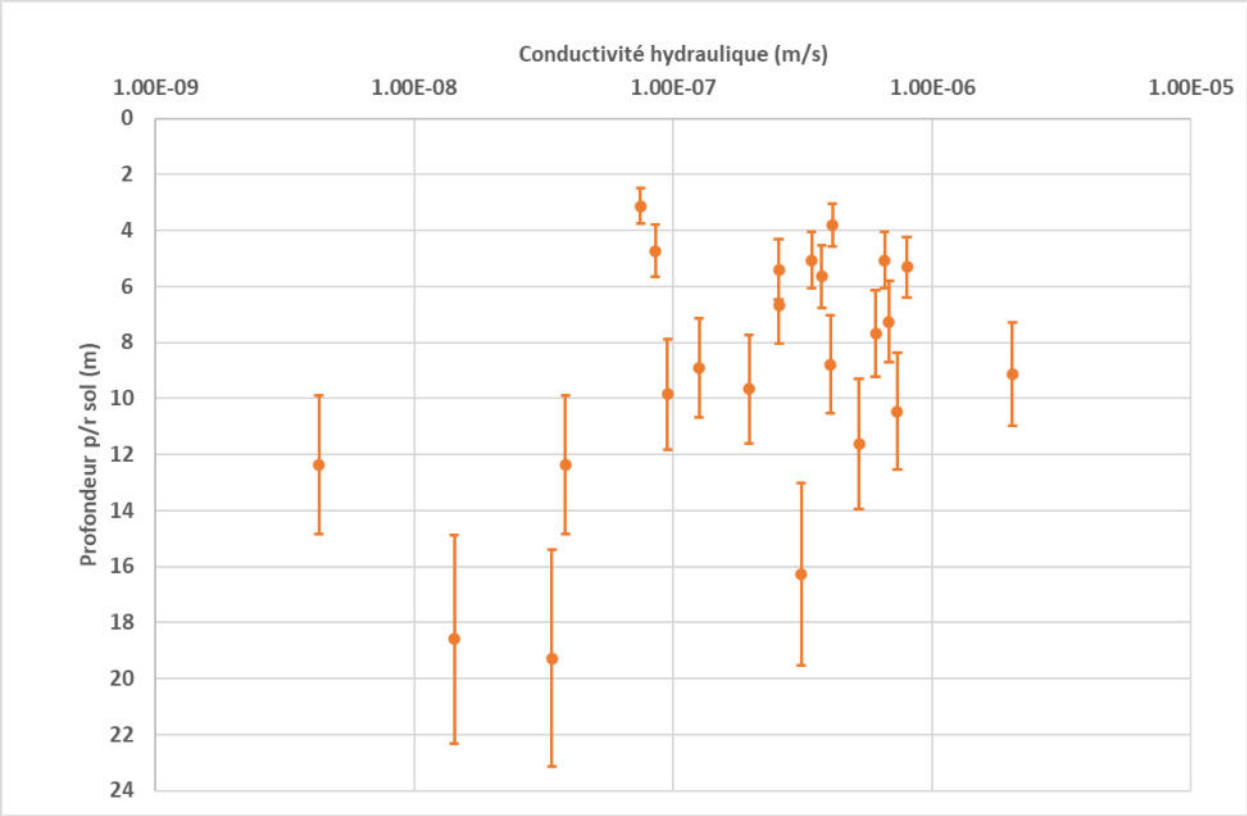


Figure 4-10 Intervalle des essais par charge instantanée en fonction de la profondeur dans le roc

Essais de pompage

Des essais de pompage ont été réalisés dans trois puits de pompage — CV24-580, CV24-696 et CV24-729 — installés dans le roc. Les conductivités hydrauliques obtenues à partir de ces essais varient entre 3,5 × 10^{-8} m/s et 5,2 × 10^{-8} m/s, avec une moyenne géométrique de 4,2 × 10^{-8} m/s (BBA, 2025b; BBA, 2025d). Les conductivités hydrauliques dérivées des essais de pompage sont cohérentes avec celles obtenues lors des essais Lugeon et les essais à charge instantanée, ce qui confirme la validité du modèle conceptuel hydrogéologique.

Une valeur de storativité a également été estimée à partir des données recueillies lors de l'essai de pompage du puits CV24-696, avec une valeur estimée de 4,54. Cette storativité n'est toutefois pas considérée représentative de la roche en place. La littérature indique une plage de valeurs typiques entre 0,01 et 0,3 pour un aquifère non confiné, comme celui rencontré dans le puits CV24-696 (Freeze et Cherry, 1979).

Les résultats des analyses des essais de pompage sont présentés dans le **Tableau 4-4**.

Tableau 4-4 Sommaire des résultats des essais de pompage

Puits de pompage	Interval crépiné (m bgs)	Conductivité hydraulique (m/s)	Référence
CV24-580	10-100	4,1 x 10^{-8}	BBA, 2025d
CV24-696	4-100	5,2 x 10^{-8}	BBA, 2025b
CV24-729	15-139	3,5 x 10^{-8}	BBA, 2025d

4.5.2 Hydrostratigraphie

Les principales unités hydrostratigraphiques présentes dans la zone du projet sont le mort-terrain (till) et le roc. La section suivante présente une description de chacune de ces unités ainsi que leurs caractéristiques.

4.5.2.1 Mort-terrain (Till)

La majeure partie du mort-terrain est constituée de till déposé dans divers environnements glaciaires (drumlins, moraines, etc.,), et dont l'épaisseur varie entre 0 et 48 m dans la zone du site. Le till est composé de proportions variables de sable, de limon et de gravier, avec la présence de blocs et de galets. Son niveau de compaction varie également selon son mode de déposition, ce qui entraîne des propriétés hydrauliques variables.

La conductivité hydraulique des tills, estimée à l'aide des essais par charge instantanée présentés à la Section 4.5.1, varie entre 2,9 × 10^{-8} m/s et 3,9 × 10^{-6} m/s, avec une moyenne géométrique de 1,1 × 10^{-6} m/s (**Tableau 4-5**).

La conductivité hydraulique du till dans la zone du projet a également été analysée selon la géomorphologie. Cette analyse indique que le till indifférencié présente une variabilité plus élevée et une conductivité hydraulique moyenne plus faible que les drumlins.

Tableau 4-5 Conductivité hydraulique du mort-terrain par géomorphologie

Géomorphologie	Nombre d'essais	Conductivité hydraulique – Moy. Géo. (m/s)	Conductivité hydraulique – Minimum (m/s)	Conductivité hydraulique – Maximum (m/s)
Drumlin	5	1,3 x 10^{-6}	2,2 x 10^{-7}	3,6 x 10^{-6}
Till indifférencié	3	7,4 x 10^{-7}	2,9 x 10^{-8}	3,9 x 10^{-6}
Tout type de till	5	1,1 x 10^{-6}	2,9 x 10^{-8}	3,9 x 10^{-6}

4.5.2.2 Socle rocheux

Le socle rocheux est généralement constitué d'une alternance d'amphibolite gris et vert, de wacke, ainsi que d'intrusions pegmatitiques. Les valeurs de RQD indiquent que la roche est généralement de bonne qualité, avec un faible degré de fracturation.

La conductivité hydraulique géométrique moyenne du roc, tenant compte des résultats des essais Lugeon, des essais par charge instantanée et des essais de pompage, est de 5,8 × 10^{-8} m/s, avec une valeur maximale de 2,0 × 10^{-6} m/s obtenue lors des essais par charge instantanée et une valeur minimale de 8,6 × 10^{-10} m/s mesurée lors des essais Lugeon. La variabilité observée reflète les différences dans les propriétés de l'aquifère soit, des conductivités plus élevées dans le roc superficiel plus perméable et des conductivités plus faibles dans le roc plus profond, moins perméable. Des études antérieures ont souligné l'absence de corrélation entre le RQD et la conductivité hydraulique (BBA, 2025c), suggérant ainsi que l'écoulement dans la roche est dominé par des discontinuités ou structures localisées qui ne sont pas captées par la méthodologie RQD. Les résultats des slug tests et des essais au packer indiquent une diminution de la conductivité hydraulique avec la profondeur, comme présentée à la **Figure** 4-11.

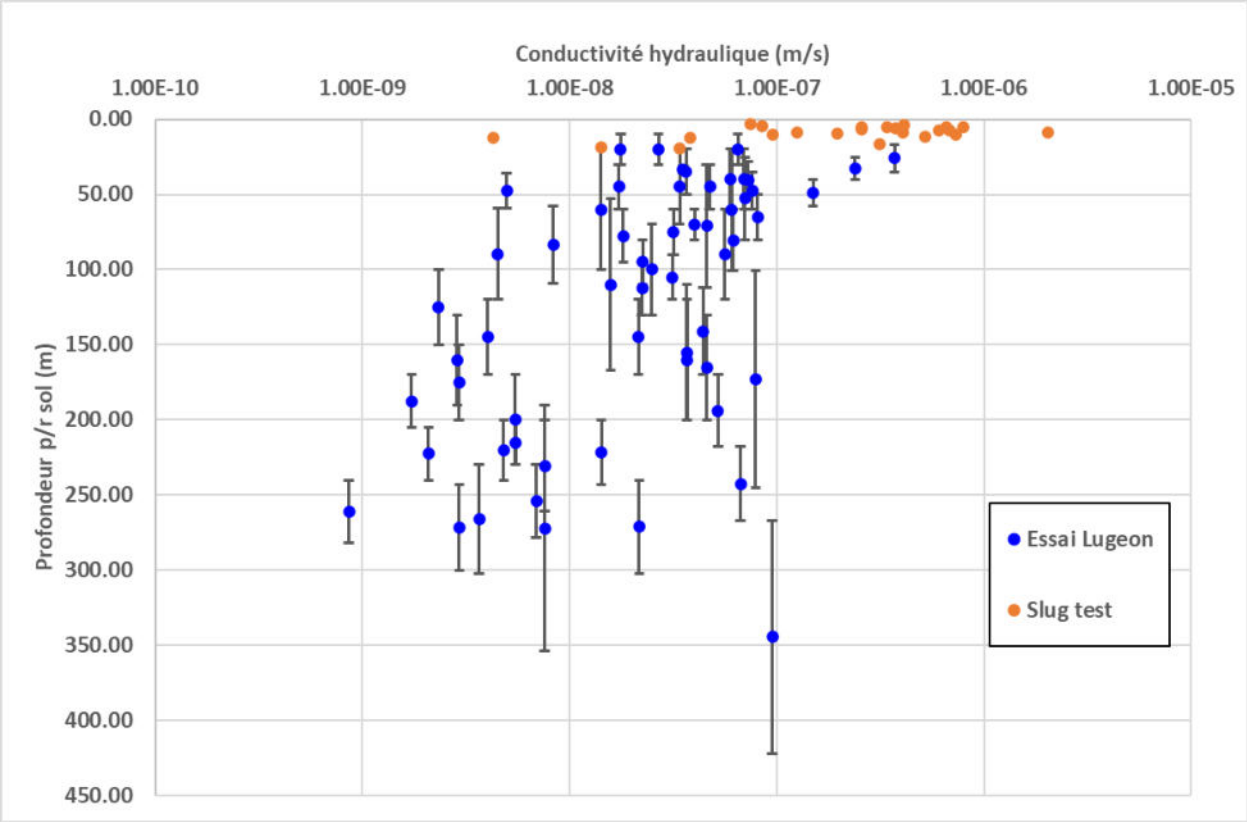


Figure 4-11 Conductivité hydraulique dans le roc en fonction de la profondeur

4.6 Niveaux d'eau souterraine

Le suivi des niveaux d'eau souterraine sur le site a été réalisé en 2023 et 2024. La plus récente campagne a été menée entre juin et octobre 2024 dans 39 puits d'observation, dont 34 dans le roc et 5 dans le mort-terrain (BBA, 2025b). Les résultats de 2024 montrent que les niveaux d'eau souterraine suivent généralement la topographie.

Dans le roc, le niveau d'eau souterraine variait entre 0,11 m et 7,34 m sous la surface (bgs) sur l'ensemble du site, tandis que dans le mort-terrain, il variait entre 0,13 m et 2,67 m bgs.

Dans la zone de la Halde 002, les niveaux d'eau souterraine mesurés dans les quatre puits dans le roc variaient entre 1,20 m et 2,86 m bgs. Un seul puits d'observation (CV24-640) a été installé dans le mort-terrain sous l'empreinte de cette halde, et le niveau d'eau à ce puits était de 3,07 m bgs.

Les niveaux d'eau mesurés dans les forages installés sous le lac L01 correspondaient approximativement au niveau du lac, soit entre 373,05 m et 374,51 m asl.

Un suivi de longue durée a également été réalisé dans trois puits d'observation afin d'évaluer les variations saisonnières des niveaux d'eau souterraine, entre avril 2023 et juillet 2024 dans les puits CV24-166A et CV23-186 et entre avril 2023 et septembre 2023 dans le puits CV23-159, tous installés dans le roc. L'un des puits (CV24-166A), situé le plus éloigné du lac L01, a montré des variations de niveau d'eau pouvant atteindre 2,3 m durant la période enregistrée. Les niveaux d'eau les plus élevés ont été mesurés en mai 2024, lors de la crue printanière.

4.7 Écoulement des eaux souterraines et gradients hydrauliques

Les niveaux d'eau souterraine mesurés dans les cinq puits d'observation installés dans le mort-terrain indiquent que l'écoulement des eaux souterraines dans le mort-terrain se fait généralement à partir des zones topographiques élevées, qui agissent comme zones de recharge, vers les lacs et milieux humides situés dans les dépressions topographiques (BBA, 2025b). L'emplacement proposé de la Halde 002 se situe sur une élévation topographique, laquelle est interprétée comme la ligne de partage des eaux souterraines dans le mort-terrain. À partir de la ligne de partage des eaux, les eaux souterraines s'écoulent naturellement vers le nord, l'ouest et le sud.

L'écoulement des eaux souterraines dans le roc a été interpolé à partir des niveaux d'eau mesurés dans 34 puits d'observation entre juin et octobre 2024. Comme pour l'écoulement inféré dans le mort-terrain, on observe que les eaux souterraines dans le roc s'écoulent des hautes terres topographiques vers les zones plus basses, où se trouvent les milieux humides et les lacs. Ainsi, l'écoulement souterrain se fait principalement des zones élevées situées au nord-est vers les lacs L01 et L027, situés respectivement au sud et à l'ouest. La piézométrie interpolée pour l'unité de roche en place est présentée à la **Figure 4-12**.

Le gradient hydraulique vertical a été estimé à l'aide de trois nids de puits installés respectivement dans le mort-terrain et dans le roc : CV24-611 / CV24-611A, CV24-633 / CV24-633A, CV24-640 / CV24-640A. Les gradients estimés montrent un gradient descendant au nid de puits CV24-640/CV24-640A, situés dans l'empreinte de la Halde 002, au sommet d'une élévation topographique et des gradients ascendants aux deux autres nids de puits (CV24-611/CV24-611A et CV24-633/CV24-633A), situés respectivement au pied d'une élévation topographique près de la route de transport et dans une vallée (BBA, 2025b). Le gradient

descendant observé à la paire CV24-640/CV24-640A indique que la zone où se situe la Halde 002 correspond à une zone de recharge des eaux souterraines.

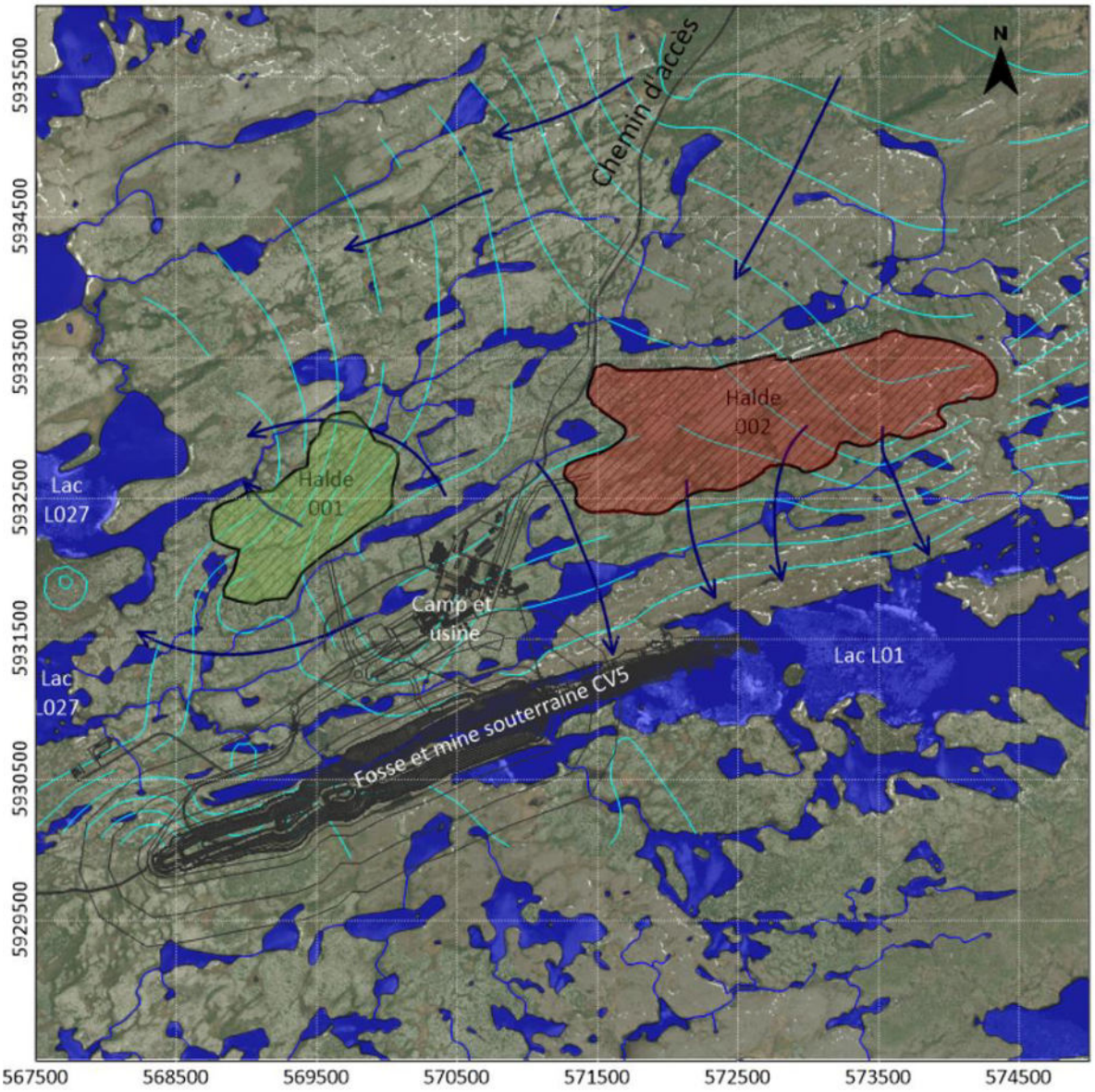


Figure 4-12 Piézométrie dans le roc entre juin et octobre 2024

4.8 Interaction entre les eaux de surface et souterraines

Les interactions entre les eaux souterraines et les eaux de surface dans la zone du projet peuvent être variées et complexes, car les lacs peuvent parfois être perchés ou, au contraire, être alimentés par les

eaux souterraines. Les lacs perchés sont des lacs déconnectés du système d'eaux souterraines en raison de la faible conductivité hydraulique des unités hydrostratigraphiques sous-jacentes.

Les lacs situés au sud de la Halde 002, identifiés comme L018, L110 et L224 à L228 (**Figure** 4-13), sont considérés comme étant des lacs perchés, selon leur élévation comparée à la surface piézométrique interpolée du roc, laquelle se situe entre 3,1 m et 13,0 m sous la surface. De plus, ces lacs sont présumés être relativement peu profonds (1 à 2 m de profondeur) d'après la topographie locale et leur taille, bien qu'aucune donnée bathymétrique ne soit actuellement disponible.

Les forages réalisés dans le lac L01 (Figure 4-8), à l'emplacement de la future fosse, ont montré des niveaux d'eau souterraine égaux ou supérieurs à l'élévation du niveau d'eau du lac, ce qui suggère que ce lac constitue un point de décharge des eaux souterraines. Le lac L027 est également considéré comme un point de décharge. Par conséquent, ces deux lacs sont des récepteurs des eaux souterraines, particulièrement le lac L027 puisqu'il représente le point topographique le plus bas de la zone du projet.

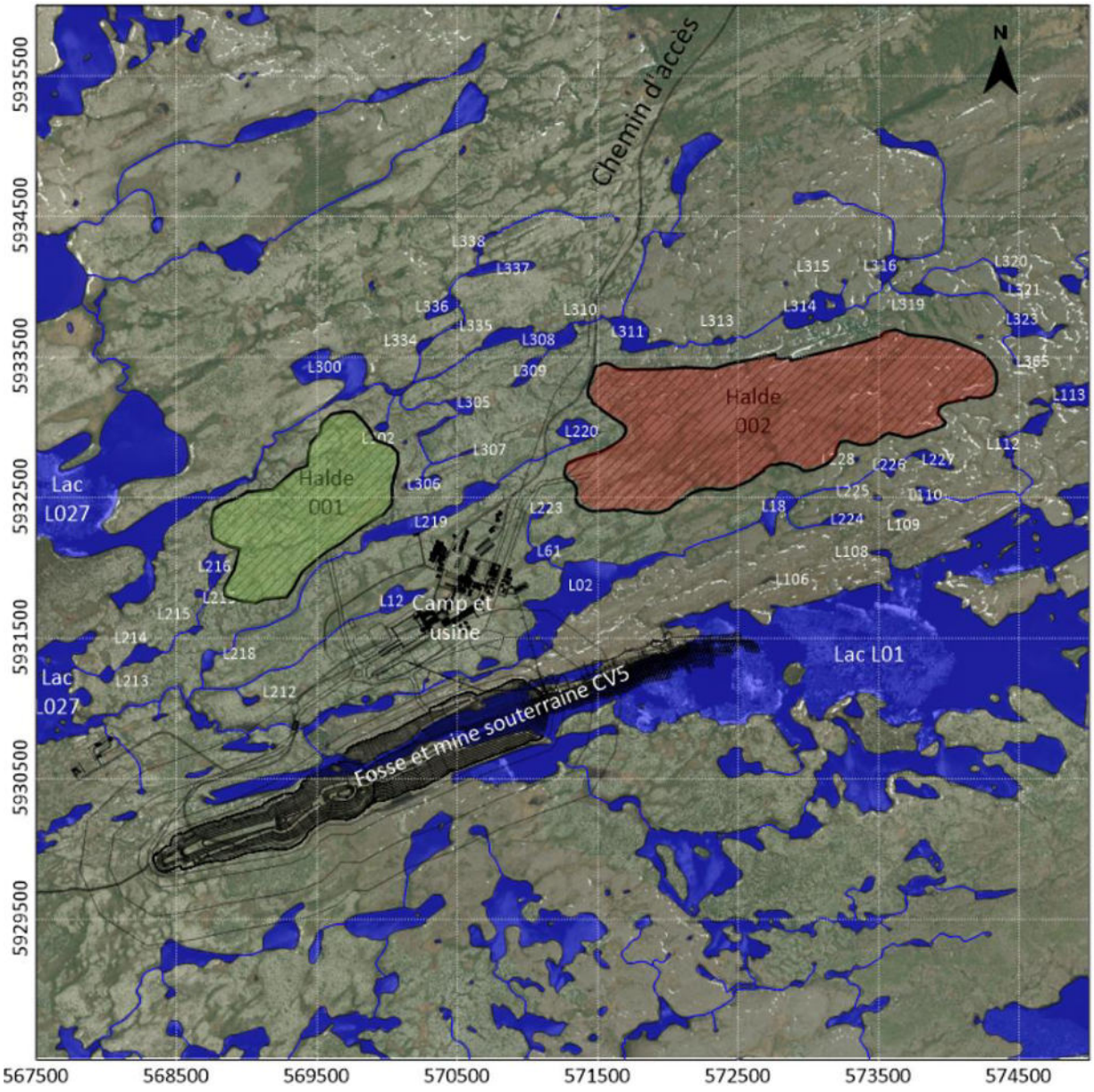


Figure 4-13 Lacs et cours d'eau dans le secteur du projet

4.9 Qualité des eaux souterraines

Des échantillons ont été prélevés dans 6 puits d'observation situés dans les zones proposées pour la fosse CV5 et la mine souterraine, ainsi que dans 15 puits d'observation situés dans les zones prévues pour les futures haldes, le camp et l'usine (BBA, 2025b). L'eau peut être définie comme étant de type bicarbonaté magnésien.

Les résultats analytiques sont résumés dans le **Tableau 4-6**. La teneur de fond des eaux souterraines a été comparée aux critères de qualité du Guide d'intervention – Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (Beaulieu, 2021) pour la consommation en eau et les résurgences dans les eaux de surface. Il est important de noter que des dépassements en arsenic n'ont été mesurés que dans les puits

dans le roc. Aucun des puits installés dans le mort-terrain n'a présenté de dépassement des critères sélectionnés pour ces paramètres.

Tableau 4-6 Sommaire des résultats des analyses chimiques de l'eau souterraine

Paramètre	> Eau de consommation (EC)*	> Résurgence dans l'eau de surface (RES)*
Composés inorganiques	0	0
Hydrocarbures pétroliers C_{10}-C_{50}	0	0
Métaux	As: 16, Mn:13, Mo: 1, Sb: 1(2023 seulement)	Cu: 3
Azote ammoniacal	11	0
Sulfures	6	0

Note:
Critère du Guide d'intervention – Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (Beaulieu, 2021)

4.10 Infrastructures minières proposées

Les infrastructures minières proposées comprennent :

- Usine de traitement du minerai ;
- Usine de traitement des eaux ;
- Mine à ciel ouvert CV5 ;
- Mine souterraine CV5 ;
- Haldes de résidus et de stériles (Haldes 001 et 002) ;
- Halde de matières organiques ;
- Haldes de mort-terrain (Haldes 004 et 005).

L'emplacement des différentes composantes des infrastructures minières est présenté à la **Figure** 1-2.

4.10.1 Mine à ciel ouvert et infrastructures souterraines

Sur le site, le gisement de pegmatite CV5 sera exploité au moyen d'une combinaison de méthodes à ciel ouvert et souterraines. Les détails relatifs aux différentes phases de la fosse et à la conception finale sont résumés dans G Mining, 2025b.

La fosse à ciel ouvert proposée aura environ 2 800 m de longueur, 425 m de largeur et une profondeur maximale de 200 m. Pour permettre le développement de la fosse, une portion du lac L01 sera drainée entre la première et la deuxième année d'exploitation minière, et un barrage sera construit entre le lac L01 et la fosse. L'eau du lac L01 sera ensuite dérivée vers le lac L05.

La mine souterraine devrait atteindre une profondeur de 435 m. Elle sera accessible par une rampe d'accès construite au nord du gisement CV5.

4.10.2 Haldes de résidus, de stériles et de mort-terrain

Deux haldes de stériles, deux haldes de mort-terrain et une halde de matières organiques ont été conceptuellement définies afin d'entreposer les volumes de matériaux prévus sur la durée de vie de la mine (19 ans), soit (G Mining, 2025) :

- Résidus : 71,1 Mt;
- Stériles : 154,1 Mt;
- Stériles non lixiviables et non générateurs d'acide (faible risque) : 73,1 Mt;
- Stériles potentiellement lixiviables et générateurs d'acide (PAG): 81,0 Mt;
- Mort-terrain : 16,9 Mt;
- Organique : 3,2 Mt.

Les haldes de mort-terrain sont situées au sud-ouest et au sud-est de la fosse planifiée, et les haldes d'organiques sont situées au sud de la Halde 001 et au nord de la zone industrielle.

La Halde 001, située au nord de la fosse à ciel ouvert et des infrastructures minières, sera utilisée pour l'entreposage des stériles non lixiviables et non générateurs d'acide (43,5 Mt). Cette halde couvrira une superficie de 80 ha et devrait atteindre une élévation maximale de 380 m asl, soit une hauteur d'environ 85 m. Le volume restant de stériles non lixiviables (29,6 Mt) sera déposé dans la Phase 1 de la fosse.

La Halde 002, située à l'est de la Halde 001 et au nord-est de la fosse CV5 et des infrastructures, sera utilisée pour entreposer une portion des résidus, 54 Mt, et 81 Mt de stériles potentiellement lixiviables et générateurs d'acide (PAG). Le reste des résidus (17,1 Mt) sera utilisé comme remblai en pâte (paste backfill). La Halde 002 couvrira une superficie de 218 ha et devrait atteindre une élévation maximale de 510 m asl, soit une hauteur d'environ 120 m. La base de cette halde sera pourvue d'une géomembrane en LDPE double texture de 1,5 mm, comme mesure de mitigation pour limiter la percolation de l'eau de contact vers les eaux souterraines (AtkinsRéalis, 2025c). À la fermeture, la halde sera recouverte d'un recouvrement imperméable (géomembrane ou matériaux naturels) afin de réduire l'infiltration des précipitations (AtkinsRéalis, 2026). Les granulométries estimées (AtkinsRéalis, 2025d) des matériaux stockés dans la Halde 002 sont présentées dans le **Tableau 4-7**. À partir des granulométries projetées, une conductivité hydraulique du matériau entreposé dans la Halde 002 a été estimée à 5×10^{-4} m/s, en utilisant HydrogeoSieveXL (Devlin, 2015), un outil Excel permettant d'estimer la conductivité hydraulique à partir d'analyses granulométriques.

Tableau 4-7 Taille des matériaux entreposés dans la Halde 002

	Flottant DMS grossier primaire	Flottant DMS fin	Flottant DMS ultrafin	Flottant DMS après rebroyage	Rejet magnétique CRIMMs	Gâteau du filtre à bande
Taille maximale des particules (mm)	9,50	3,30	1,50	3,30	6,30	0,65
Taille minimale des particules (mm)	3,30	1,50	0,65	0,65	0,65	0,01
Gravité spécifique	2,68	2,73	2,71	2,66	2,90	2,75
Teneur en eau (%w/w)	10 %	12 %	20 %	15 %	5 %	12 %
Débit de traitement (TPH humide)	120	57	29	31	10	74

4.10.3 Gestion des eaux

De nombreuses infrastructures de gestion de l'eau sont prévues sur le site afin de séparer les eaux de contact des eaux non impactées par les opérations, conformément aux exigences de la Directive 019 (MELCCFP, 2025).

L'eau de contact collectée à partir de la Halde 001, qui ne contiendra que des stériles inertes, sera captée par des fossés périphériques et dirigée vers deux bassins de ruissellement situés au pied de la halde. Des stations de pompage transféreront ensuite ces eaux vers le bassin de polissage. Les eaux de contact traitées provenant des bassins de sédimentation et du système de traitement des eaux seront également rejetées dans le bassin de polissage, permettant ainsi de maintenir un point de rejet unique conformément à la réglementation. La réutilisation de l'eau sera optimisée en puisant l'eau de procédé directement dans le bassin de polissage.

L'eau de contact provenant de la Halde 002, qui contiendra des résidus ainsi que des stériles susceptibles de lixivier des métaux et PAG, sera collectée par quatre fossés périphériques. Ceux-ci dirigeront l'eau vers deux bassins de collecte (bassins 002 et 003). Les fossés et les bassins utilisés pour gérer l'eau de contact de la Halde 002 seront pourvus d'une géomembrane en LDPE de 1,5 mm, afin de limiter la percolation dans les eaux souterraines. L'eau provenant des bassins de collecte sera pompée vers un système de traitement des eaux, puis transférée vers le bassin de polissage.

Les caractéristiques des différents bassins sont présentées dans le **Tableau 4-8**.

Tableau 4-8 Bassins de gestion des eaux

Bassin	Élévation du fond (m asl)	Matériel sous-jacent	Localisation
Bassin de collecte 1	368,0	Mort-terrain/Roc fracturé	Halde 001
Bassin de collecte 1A	374,0	Roc profond	Halde 001
Bassin de collecte 2	382,0	Roc profond	Halde 002
Bassin de collecte 4	381,0	Roc profond	Halde 002

4.11 Source potentielle de contaminant

Selon l'évaluation géochimique réalisée par Vision Geochemistry (Vision, 2025), les matériaux qui seront entreposés dans la Halde 001 seront inertes et ne sont donc pas considérés comme des sources potentielles de contaminants. La Halde 002, quant à elle, contiendra tous les matériaux lixiviables et PAG, incluant les stériles et les résidus.

Selon Vision Geochemistry, l'élément le plus susceptible de dépasser les critères de résurgence dans les eaux de surface (RES) du MELCCFP (Beaulieu, 2021) aux récepteurs est l'arsenic. L'évolution de la concentration dans le temps a été estimée par Vision (2025) et est présentée à la **Figure** 4-14. Le **Tableau 4-9** présente le ratio entre les concentrations maximales modélisées et le critère de référence RES (MELCCFP, 2023), sous conditions neutres et acides (Vision, 2025).

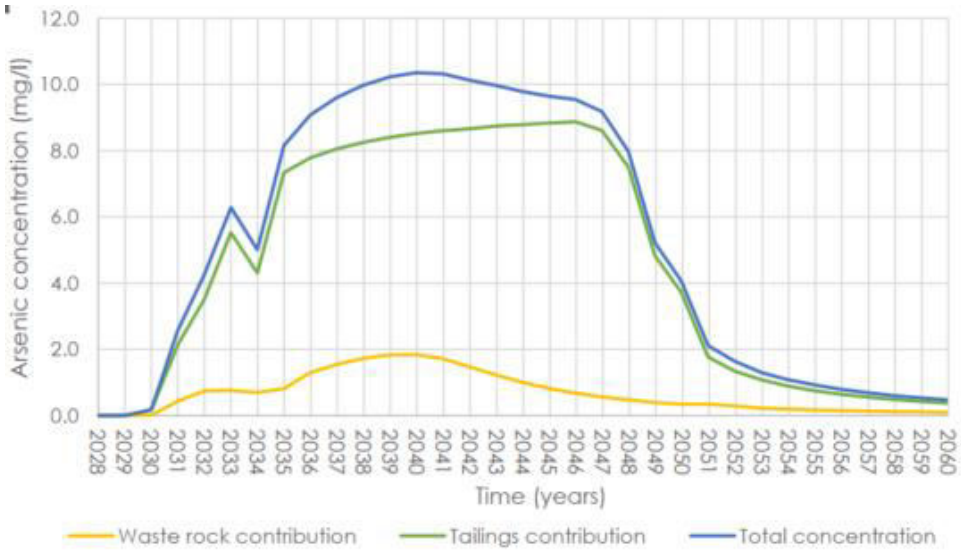


Figure 4-14 Concentration d'arsenic dans le temps (Vision, 2025)

Tableau 4-9 Concentration estimée maximale des contaminants d'intérêt potentiel (Vision, 2025)

Paramètre	Unité	Critère*	Halde 001		Halde 002			
			Conditions neutres		Conditions neutres		Conditions acides	
			Concentration	Ratio du critère	Concentration	Ratio du critère	Concentration	Ratio du critère
Aluminium	mg/l	0,28	0,063	0,22	0,116	0,41	0,79	2,8
Béryllium	mg/l	0,0012	0,00002	0,02	0,00003	0,03	0,0002	0,1
Cadmium	mg/l	0,00021	0,0001	0,35	0,00005	0,26	0,0007	3,5
Cuivre	mg/l	0,0016	0,001	0,75	0,0015	0,92	0,015	10
Fer	mg/l	3	0,06	0,019	0,0294	0,01	0,14	0,05
Nickel	mg/l	0,067	0,007	0,11	0,0184	0,27	0,29	4,3
Uranium	mg/l	0,017	0,002	0,09	0,38	22	0,38	22
Arsenic	mg/l	0,34	0,085	0,25	10,42	31	10,42	30,64
Antimoine	mg/l	0,31	0,136	0,44	3,04	9,8	3,04	9,8
Lithium	mg/l	0,91	0,077	0,08	2,23	2,4	2,23	2,45

Note :

Guide d'intervention – Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés (Beaulieu, 2021)

4.12 Récepteurs environnementaux potentiels

Le site est situé dans une zone entourée de divers milieux humides, ruisseaux et lacs. D'après une étude préliminaire d'impact environnemental, les lacs et ruisseaux présentés à la **Figure** 4-13 ont été identifiés comme habitats de poissons. La majorité des lacs de la zone sont présumés être des lacs peu profonds connectés au système d'eaux souterraines du mort-terrain. Les lacs L01 et L027, plus grands et plus profonds, seraient quant à eux connectés à la fois au système d'eaux souterraines du mort-terrain et à celui de la roche en place.

Le lac L01 est un grand lac situé au sud des haldes 001 et 002 et est en contact avec un important affleurement rocheux sur sa rive nord. Le développement de la fosse et des infrastructures souterraines nécessitera de drainer le bras ouest de ce lac. Le lac L027, situé à l'ouest de la zone du projet et à proximité de la Halde 001, n'est donc pas considéré comme un récepteur potentiel du drainage de la Halde 002. Une campagne bathymétrique réalisée au lac L01 a indiqué une profondeur maximale approximative de 19 mètres. Aucune donnée bathymétrique n'est disponible pour le lac L027, mais, étant donné sa taille beaucoup plus grande que celle de L01, il est supposé être au moins aussi profond.

Les principaux récepteurs environnementaux potentiels du drainage provenant de la Halde 002 sont les lacs situés autour de la halde. Le **Tableau 4-10** présente les lacs les plus susceptibles d'être des récepteurs ainsi que leur distance par rapport à la Halde 002.

Tableau 4-10 Récepteurs environnementaux potentiels

Récepteur	Distance à la Halde 002 (m)	Récepteur	Distance à la Halde 002 (m)
L01	750	L227	100
L02	360	L228	85
L18	175	L308	240
L61	200	L309	390
L106	665	L310	330
L108	675	L311	135
L109	510	L313	150
L110	370	L314	210
L112	425	L315	440
L113	425	L316	330
L220	210	L319	300
L223	205	L320	600
L224	355	L321	465
L225	345	L323	240
L226	150	L365	125

4.13 Modèle conceptuel hydrogéologique

Le modèle conceptuel hydrogéologique du projet peut être subdivisé en trois phases :

- Pré-exploitation minière : représente les conditions actuelles, avant le développement de la mine et des infrastructures associées;
- Exploitation minière : période durant laquelle la fosse et la mine souterraine sont dénoyées et où les résidus et stériles sont déposés dans les haldes;
- Fermeture/post-fermeture : période de fermeture et suivant la fermeture finale de la mine, incluant le remplissage de la fosse et l'installation de la couverture sur la Halde 002 afin de limiter la recharge sur la Halde 002 et limiter la percolation d'eau vers les eaux souterraines.

Pré-exploitation minière

Durant la période pré-exploitation minière, les hauteurs topographiques — correspondant aux drumlins ou aux affleurements rocheux — constituent les zones principales de recharge pour les unités hydrostratigraphiques du mort-terrain et de la roche altérée/fracturée. L'eau souterraine peu profonde circule dans ces unités et se décharge dans les zones topographiquement basses, telles que les milieux humides et les lacs, pour finalement atteindre les lacs L01 et L027.

Dans la zone de la Halde 002, l'écoulement des eaux souterraines est superficiel, variant entre 1,2 m et 3,1 m sous la surface. À cet endroit, l'eau pénètre dans le système par percolation, puis s'écoule dans le mort-terrain et le roc superficiel vers le nord et le sud, à partir de la crête topographique, pour finalement atteindre les lacs L027 et L01.

Exploitation minière

Pendant la période d'exploitation minière, la fosse et les travaux souterrains progresseront, tandis que les résidus et stériles seront déposés dans les haldes. À mesure que la mine est approfondie sous le niveau de l'eau des lacs L01 et L027, la mine deviendra le point topographique le plus bas de la région et donc le récepteur final des eaux souterraines. De plus, l'approfondissement de la fosse et des travaux souterrains augmentera le gradient hydraulique en direction de la mine, ce qui augmentera la vitesse d'écoulement des eaux souterraines vers celle-ci.

Fermeture/post-fermeture

Lors de la fermeture, du démantèlement de la mine et de la période post-fermeture, la fosse et les travaux souterrains seront inondés et la Halde 002 sera recouverte d'une couche à faible perméabilité. L'inondation de la fosse permettra un rééquilibre graduelle du gradient hydraulique régional vers son état pré-exploitation minière. La mine ne sera alors plus le point piézométrique le plus bas, ce qui réduira le gradient hydraulique et la vitesse d'écoulement des eaux souterraines vers la fosse. Le recouvrement de la Halde 002 visera à limiter ou éliminer la recharge liée aux précipitations dans les matériaux entreposés, ce qui devrait entraîner une réduction du potentiel de lixiviation des métaux et de génération d'acide et leur percolation vers les eaux souterraines.

5. Modèle numérique

Un modèle numérique tridimensionnel (3D) a été développé afin d'étudier l'écoulement de l'eau souterraine et le transport de contaminants sur le site. Le modèle tient compte des activités influençant l'écoulement, notamment l'exploitation de la fosse et le développement des haldes de stériles et de résidus.

La modélisation du transport des contaminants a été réalisée afin de satisfaire aux exigences de la Directive 019. Celle-ci requiert d'évaluer si le transport des contaminants générés par la Halde 002 pourrait représenter un risque pour les récepteurs environnementaux, puisque cette halde a été identifiée comme une source potentielle de contaminants en raison des matériaux lixiviables et PAG qui y seront entreposés. Lorsqu'une halde contient des résidus ou des stériles présentant un risque pour les eaux souterraines, comme la Halde 002, il doit être démontré au moyen d'un modèle hydrogéologique que les mesures de mitigation mises en place empêcheront toute dégradation significative de la qualité des eaux souterraines.

L'étude de modélisation doit confirmer que les conditions hydrogéologiques présentes sur le site ou les mesures d'étanchéité qui seront mises en place, la nature physicochimique du substrat sur lequel ou dans lequel seront éliminés les résidus miniers, les conditions hydriques qui seront présentes dans l'aire d'accumulation et les caractéristiques attendues des eaux de drainage permettent le respect des objectifs de protection des eaux souterraines de la Directive 019.

5.1 Choix du logiciel

Le modèle numérique a été construit avec FEFLOW v10.0.2 développé par DHIWASY GmbH. Ce logiciel utilise une méthode d'éléments finis pour résoudre les équations d'écoulement en milieux saturés et non saturés, en 2D ou en 3D. Il est largement reconnu dans la communauté scientifique et couramment utilisé par les chercheurs et firmes de génie-conseil pour simuler l'écoulement de l'eau souterraine dans les milieux poreux et fracturés.

5.2 Hypothèses

Un modèle numérique constitue une simplification d'un système hydrogéologique. Les hypothèses suivantes ont été adoptées lors de la construction, de la calibration et des simulations prédictives :

- La géomorphologie du till (drumlins, till indifférencié, till d'ablation) crée des zones distinctes de conductivité hydraulique;
- Le roc comprend un horizon altéré et/ou fracturé, plus conducteur, pouvant atteindre jusqu'à 15 m sous la surface;
- Dans les zones où aucune donnée n'est disponible, les épaisseurs de mort-terrain ont été extrapolées à partir des données existantes;
- Dans le modèle représentant les conditions d'exploitation minière, les haldes 001 et 002 sont construites sur la topographie pré-exploitation minière. De nouvelles couches ont été ajoutées au-dessus de la topographie pré-exploitation minière pour représenter le profil topographique des haldes. Dans les autres zones, l'élévation a été réglée à 0,1 mètre au-dessus de la topographie pré-exploitation minière et ces éléments ont été désactivés afin d'assurer un impact négligeable sur la topographie globale du site;
- La mine souterraine n'a pas été incluse dans les modèles d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture. Il est considéré que l'effet du rabaissement de la piézométrie associé à la mine

souterraine est minimal en surface comparativement à celui de la fosse, et que son effet sur le transport des contaminants est négligeable;

- Dans le modèle d'exploitation minière, il est supposé que la fosse et les haldes sont complètement développées dès le début de l'exploitation. Aucune mise en place progressive des matériaux sur les haldes ni aucun développement progressif de la mine ne sont simulés, et l'écoulement des eaux souterraines est modélisé en considérant que le dénoyage s'effectue dans une fosse entièrement développée. Cette hypothèse conduira à une estimation conservative, puisque les conditions d'écoulement des eaux souterraines présentes à la fin de la durée de vie de la mine sont considérées exister pendant toute la période d'exploitation. Cette hypothèse entraîne immédiatement un gradient hydraulique maximal vers la fosse à partir de la Halde 002, ce qui conduit à une surestimation des débits de percolation issus de cette halde;
- Pendant la phase d'exploitation minière, il est supposé que le fossé périphérique de collecte des eaux de la Halde 002 ainsi que les bassins de collecte environnants interceptent et retirent l'ensemble de la masse de contaminants qui y percolent. Cette situation se poursuivra pendant quatre ans suivant la fin de l'exploitation minière et la fermeture, conformément aux options préliminaires de fermeture de la mine indiquant que les eaux de percolation continueront d'être collectées et traitées durant quatre années après la fermeture (AtkinsRéalis, 2026);
- Dans la phase d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture, les haldes 001 et 002 comptent 18 couches verticales pour raffiner la modélisation du transport des contaminants;
- Dans la phase d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture, la conductivité hydraulique du matériau de la Halde 002 est fixée à 5×10^{-4} m/s, représentant les résidus et les stériles PAG;
- Dans la phase d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture, il est considéré qu'une géomembrane couvre la totalité de la base de la Halde 002, ses fossés périphériques et ses bassins de collecte;
- Dans la phase d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture, la conductivité hydraulique de la géomembrane est fixée à 3×10^{-11} m/s, représentant une géomembrane de 1,5 mm avec cinq perforations de 1 cm² chacun par hectare (Giroud et Bonaparte, 1989). La conductivité hydraulique a été estimée à l'aide d'un modèle numérique 2D dans FEFLOW afin de simuler un cas avec perforations, jusqu'à l'obtention d'une conductivité hydraulique équivalente pour l'ensemble de la géomembrane;
- Dans la phase de fermeture/post-fermeture, il est considéré que la fosse est remplie jusqu'au niveau du lac L01, et les conditions de surface libre dans la fosse sont désactivées pour permettre la remontée de la nappe;
- Dans la phase de fermeture/post-fermeture, la recharge sur la Halde 002 est réduite pour représenter la couche de faible perméabilité recouvrant la Halde 002 à la fermeture.

5.3 Construction du modèle et maillage

Deux modèles ont été construits pour représenter les trois phases du développement minier :

1. Le modèle pré-exploitation minière est basé sur le modèle conceptuel hydrogéologique. Il représente les conditions hydrogéologiques actuelles et non perturbées, en s'appuyant sur la topographie actuelle, et fournit ainsi une compréhension fondamentale du comportement des écoulements de l'eau souterraine. Le modèle a été calibré à l'aide de 39 puits d'observation, assurant la concordance entre les niveaux simulés et mesurés.
2. Modèle d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture de la mine intègre au modèle pré-exploitation minière calibré les infrastructures minières, comme la fosse, les haldes, les fossés périphériques des haldes et les bassins de collecte. Ce modèle a été simulé en régime permanent afin d'obtenir les conditions d'écoulement de l'eau souterraine, la distribution des charges et les gradients hydrauliques durant la phase d'exploitation minière, en considérant une fosse et des haldes entièrement développées. Le modèle a ensuite été utilisé pour simuler, en régime transitoire, le

transport des contaminants provenant de la Halde 002 vers les différents récepteurs environnementaux durant les phases d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture du projet.

Les deux modèles couvrent une superficie d'environ 115 km² (**Figure** 5-1), délimitée par des limites hydrologiques et topographiques (ligne de partage des eaux, piézométrie, rivières et lacs),

Le maillage du modèle est constitué d'éléments prismatiques triangulaires de tailles variables, avec un raffinement accru au droit des haldes, de la fosse, des failles et des étangs de collecte, afin d'améliorer la précision des simulations. Le **Tableau 5-1** présente les caractéristiques détaillées du maillage utilisé dans les modèles.

Le modèle intègre également un système de failles au sein du socle rocheux (MRNF, 2021), lequel joue un rôle significatif dans la dynamique de l'écoulement des eaux souterraines. Afin de représenter adéquatement ces structures géologiques, des éléments à caractéristiques discrètes ont été utilisés pour définir les propriétés des failles, notamment leur épaisseur et leur conductivité hydraulique. Le maillage du modèle a été raffiné à l'extension de chacune des failles afin d'améliorer la précision des calculs et d'assurer une représentation réaliste de la connexion hydraulique entre les zones faillées et la matrice rocheuse environnante. Ce raffinement permet au modèle de mieux reproduire les variations locales d'écoulement ainsi que l'influence des failles sur le régime régional d'écoulement de l'eau souterraine.

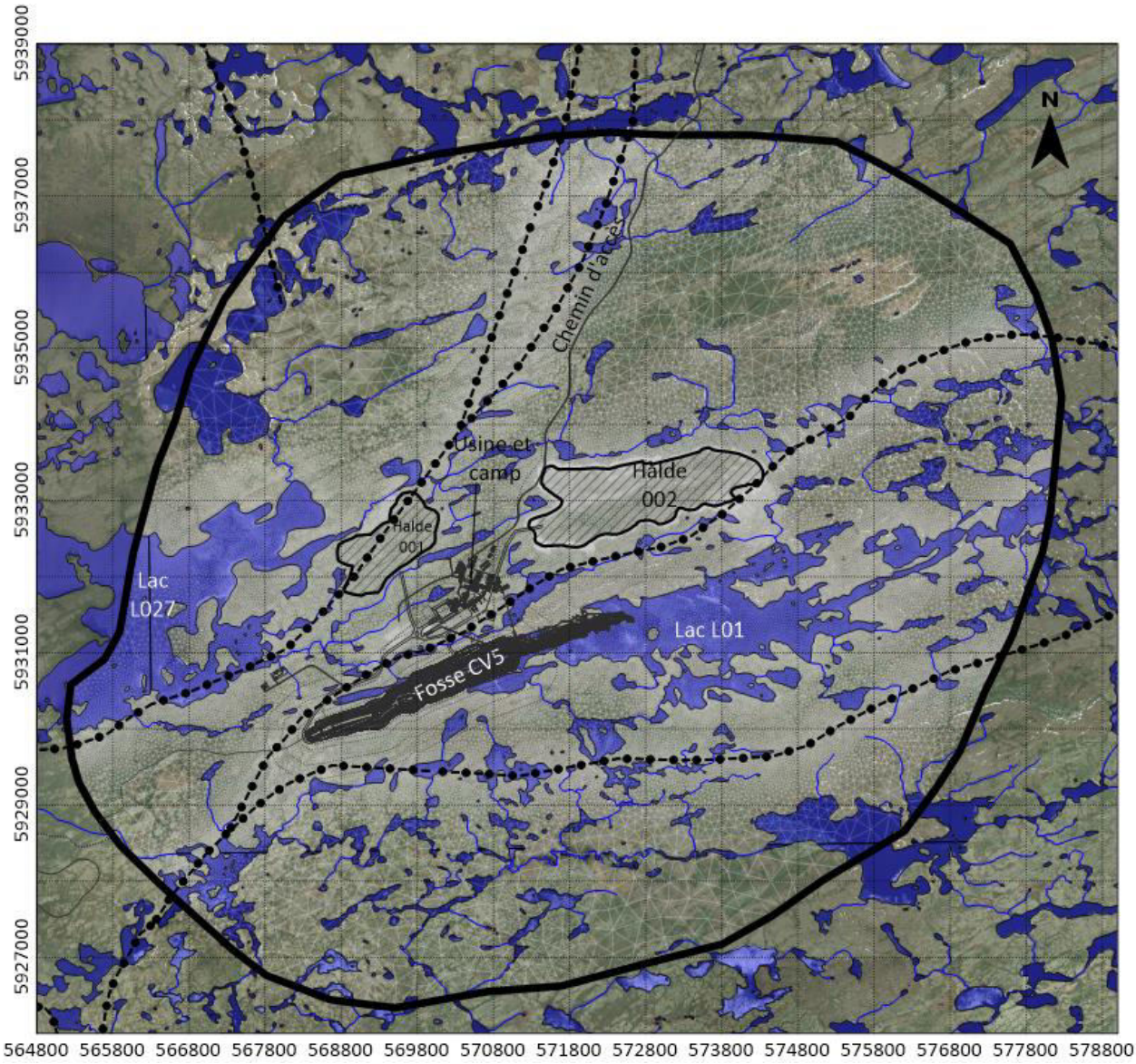


Figure 5-1 Vue en plan du maillage

Tableau 5-1 Caractéristiques du maillage du modèle

Phase de minage	Superficie du modèle (km^2)	Nombre d'éléments	Nombre de couches	Dimension minimale des éléments (m)	Dimension maximale des éléments (m)
Conditions actuelles (pré-exploitation minière)	115,17	4,500,000	34	15	400
Exploitation minière et fermeture/post-fermeture	115,17	8,855,000	53	5	400

Les unités hydrostratigraphiques (UHS) représentées dans le modèle correspondent aux unités définies dans le modèle conceptuel et dans la Section 4.5. Des paramètres hydrogéologiques distincts ont été attribués aux différentes unités du mort-terrain, et le roc a été subdivisé en deux horizons : une unité superficielle plus perméable (roc fracturé) et une unité sous-jacente potentiellement moins perméable (roc profond). Deux UHS supplémentaires ont été considérées dans les modèles d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture, soit la géomembrane et les résidus et stériles. Ces unités sont présentées à la Section 4.10.2.

Le système hydrogéologique a été conceptualisé dans le modèle comme suit :

- La surface du modèle a été définie par la topographie régionale. Cette surface a été générée en combinant les données LiDAR haute résolution recueillies dans la zone minière avec le modèle numérique d'élévation canadien de résolution moyenne pour les secteurs non couverts par le LiDAR;
- La base du modèle a été fixée à une élévation constante de 50 masl, permettant au modèle d'inclure la fosse projetée;
- Les limites horizontales du modèle correspondent à des limites hydrogéologiques et topographiques situées suffisamment loin de la fosse et des haldes pour éviter toute influence sur les résultats;
- Chaque UHS est discrétisée en plusieurs couches, comme présenté au

- **Tableau** 5-2. Dans le modèle pré-exploitation minière, le mort-terrain est divisé en trois couches pour améliorer la précision de la simulation de l'écoulement dans les zones saturées et non saturées;
- La géométrie attribuée à chaque UHS a été estimée par une méthode de krigeage, basée sur les épaisseurs et élévations observées dans les forages, ainsi que sur les zones d'affleurement définies dans la géologie de surface SIGÉOM (MRNF, 2021).

Le modèle pré-exploitation minière simule l'écoulement des eaux souterraines en régime permanent, avec une recharge uniforme dans le temps appliquée à chaque UHS située en surface. Cela suppose que le système hydrogéologique est en équilibre. À l'inverse, le modèle d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture simule les changements hydrogéologiques se produisant tout au long de la durée de vie de la mine (LOM) et durant la fermeture/post-fermeture, en utilisant des conditions transitoires afin d'évaluer l'évolution de l'écoulement et du transport des contaminants au fil du temps.

Tableau 5-2 Unités hydrostratigraphiques du modèle de bas

UHS	Composition	Couche	
		Conditions actuelles (pré-exploitation minièremine)	Exploitation minière et fermeture/post-fermeture
Till indifférencié	Sable et gravier, présence de silt	1 à 3	1 à 21
Till d'ablation	Diamicton à matrice sableuse-silteuse à silto-argileuse d'origine glaciaire	1 à 3	1 à 21
Drumlin	Sable silteux, avec présence de gravier et traces d'argile	1 à 3	1 à 21
Dépôt fluvioglaciaire avec esker	Sable, sable silteux et gravier	1 à 3	1 à 21
Moraine de Rogen	Crêtes sous-glaciaires composées de diamicton, gravier, sable et de faibles quantités de silt et d'argile	1 à 3	1 à 21
Dépôts organiques	Tourbe décomposée déposée dans les milieux marécageux et les plans d'eau ouverts	1 à 3	1 à 21
Roc superficiel	Affleurement rocheux recouvert d'une mince couche de sédiments (épaisseur inférieure à 30 cm) jusqu'à une profondeur d'au moins 15 m sous la surface du sol	1 à 4	1 à 23
Roc profond	Socle rocheux situé sous 15 m de profondeur sous la surface du sol	5 à 34	24 à 53
Failles	Vide dans le socle rocheux	5 à 34	22 à 53
Géomembrane	Matériau à faible perméabilité	Absent	14 à 18
Stériles miniers et résidus miniers	Stériles miniers et résidus miniers	Absent	1 à 18

Le modèle pré-exploitation minière a été créé afin de reproduire les conditions hydrogéologiques naturelles et non perturbées, à des fins de calibration. La vue en plan de la première couche du modèle, ainsi que les conditions aux frontières sont présentées à la **Figure** 5-2. Les conditions frontières suivantes ont été appliquées au modèle :

- Une condition de flux nul a été appliquée aux limites du périmètre du domaine où aucun plan d'eau n'est présent, ainsi qu'à la base du modèle;
- Une condition de charge fixée (Dirichlet de 1er type) a été utilisée pour représenter les principaux éléments du réseau hydrographique. Les valeurs assignées à ces éléments sont basées sur les élévations mesurées par LiDAR (RNCan, 2011). Pour les lacs L01 et L27, la condition de charge fixée s'étend de la surface du terrain jusqu'à l'unité du roc.

Des conditions de drainage de surface (seepage face), correspondant à une charge constante avec contrainte de flux, ont été utilisées pour représenter les ruisseaux secondaires et intermittents ainsi que les

lacs supposés perchés. De plus, ces conditions sont utilisées pour simuler la fosse, les bassins d'eau de contact et les fossés périphériques dans les modèles d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture.

Une condition flux entrant est appliquée sur la première couche du modèle afin de représenter la recharge, comme présentée à la **Figure** 5-2. Les taux de recharge calibrés pour chaque type de sol sont résumés dans le **Tableau 5-3**.

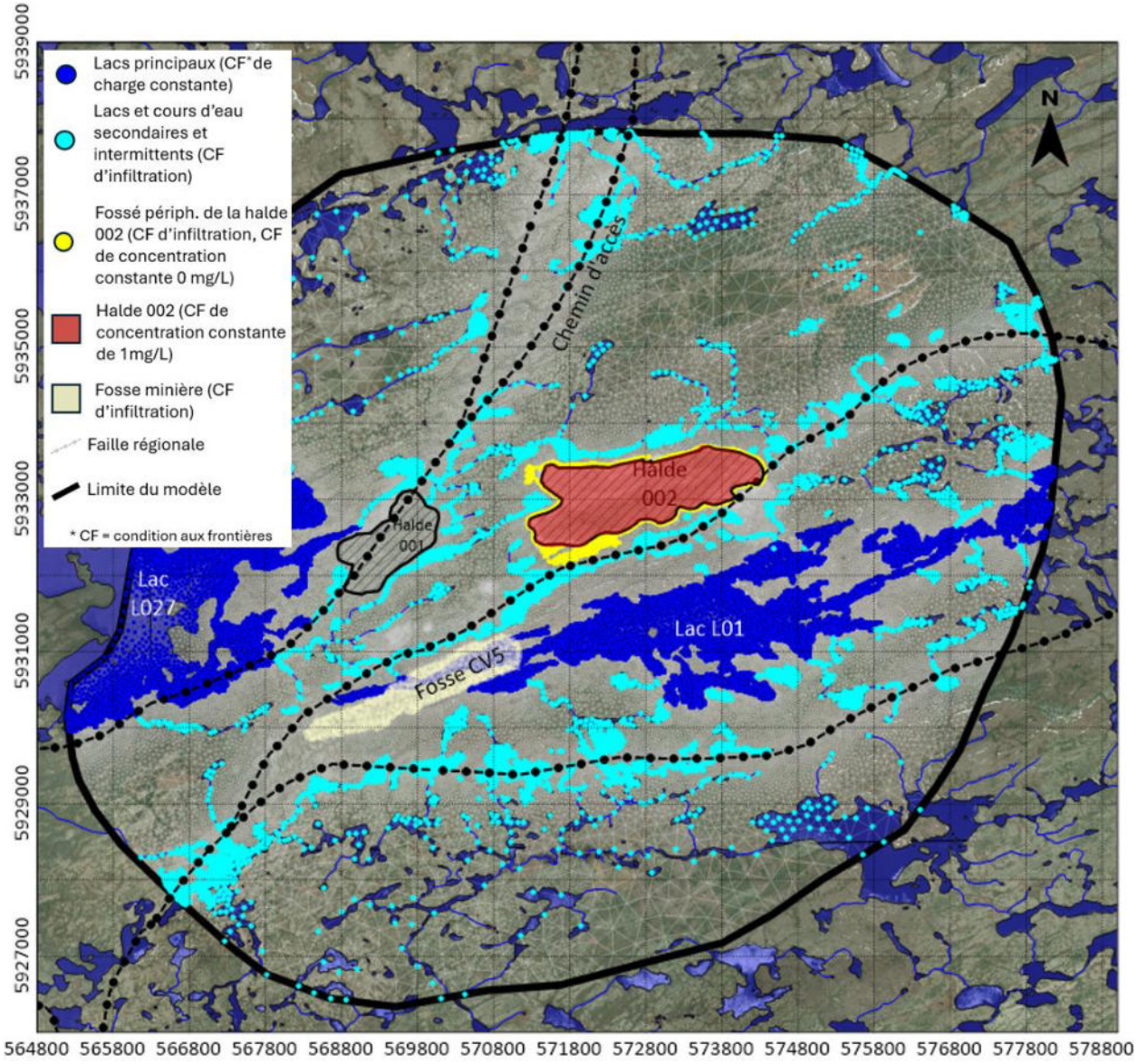


Figure 5-2 Vue en plan des limites du modèle pré-exploitation minière à la couche 1

5.4 Calibration

Dans le processus de calibration statique, le modèle de base est ajusté en faisant varier les paramètres hydrogéologiques existants (conductivités hydrauliques et recharge) afin de reproduire adéquatement les directions d'écoulement des eaux souterraines et les niveaux d'eau souterraine mesurés, en l'absence de pompage (ASTM D5981-96, 2008).

Le critère de calibration statique choisi pour l'étude est le NRMSE (Normalized Root Mean Square Error ou erreur quadratique normalisée), calculé à l'aide de l'équation ci-dessous. Une valeur de NRMSE inférieure à 10 % est généralement acceptée par l'industrie et représente un seuil de calibration adéquat (Robertson GeoConsultants Inc, & SRK Consulting, 2012).

Le NRMSE est défini comme suit :

$$NRMSE(\%) = \frac{1}{h_{max} - h_{min}} \times \sqrt{\frac{1}{N}\sum_{i=1}^{N}(h_s - h_m)^2}$$

N: nombre total d'observations;
h_s: niveau d'eau simulé [m];
h_m: niveau d'eau mesuré [m];
h_{max}: niveau d'eau mesuré maximal [m];
h_{min}: niveau d'eau mesuré minimal [m].

Dans cette étude, la calibration a été effectuée à partir des niveaux piézométriques de 2024, incluant les puits récemment installés ainsi que les puits existants. L'ensemble des données couvre 39 puits d'observation, dont 34 crépinés dans le roc et 5 crépinés dans le mort-terrain. Les résultats de calibration ont été tracés sur une droite de calibration comparant les niveaux d'eau mesurés et simulés, et sont présentés à la **Figure** 5-3. Le NRMSE obtenu à la fin du processus de calibration est de 9,0 %, soit inférieur à l'objectif de 10 % (Robertson GeoConsultants Inc, & SRK Consulting, 2012). Pour les puits d'observation situés dans la zone des haldes et de la fosse, un NRMSE de 6,46 % a été obtenu, indiquant une meilleure précision dans les zones d'intérêt de cette étude.

Le **Tableau 5-3** présente les valeurs calibrées des conductivités hydrauliques horizontales et verticales (Kh et Kv) ainsi que les valeurs de recharge appliquées dans le modèle hydrogéologique.

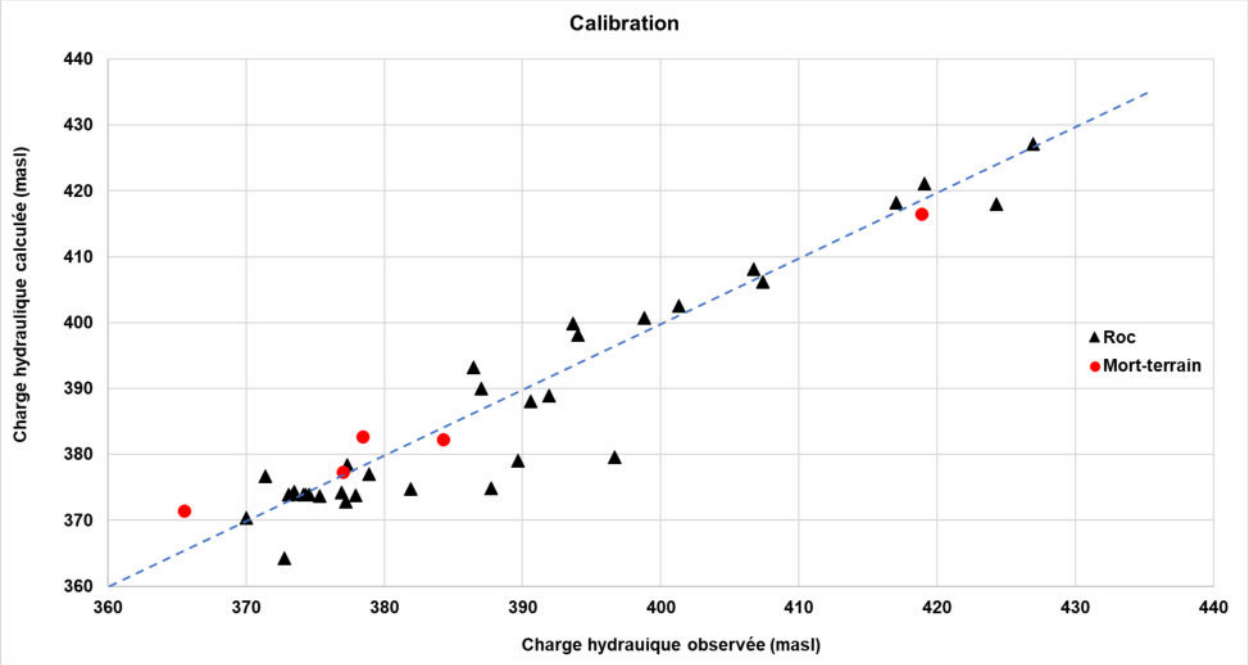


Figure 5-3 Courbe de calibration des charges hydrauliques du modèle de base

Tableau 5-3 Calibration de la conductivité hydraulique et de la recharge dans le modèle pré-exploitation minière

UHS	K_H calibré (m/s)	K_V calibré (m/s)	Recharge calibrée (mm/year)
Till indifférencié	5.50×10^{-6}	5.50×10^{-7}	35
Till d'ablation	6.60×10^{-6}	6.60×10^{-7}	35
Drumlin	1.76×10^{-7}	1.76×10^{-9}	25
Dépôt fluvioglaciaire avec esker	5.50×10^{-5}	5.50×10^{-6}	45
Moraine de Rogen	3.85×10^{-6}	3.85×10^{-7}	40
Dépôts organiques	6.60×10^{-5}	6.60×10^{-6}	40
Roc superficiel (< 15 m bgs)	7.00×10^{-7}	3.50×10^{-7}	28
Roc profond (> 15 m bgs)	4.00×10^{-8}	4.00×10^{-8}	-
Failles	1.00×10^{-6}		-

5.5 Résultats de l’écoulement souterrain

Les résultats du modèle d’écoulement des eaux souterraines sont présentés pour la fin des trois phases d’exploitation minière suivantes :

1. La phase pré-exploitation minière, qui représente les conditions actuelles du site ;
2. La phase d’exploitation minière, qui simule l’effet de la fosse entièrement développée ainsi que des haldes 001 et 002 ;
3. La phase de fermeture/post-fermeture, qui représente les conditions une fois que les activités de dénoyage de la fosse ont cessé et que la Halde 002 a été recouverte,

5.5.1 Phase pré-exploitation minière

La piézométrie simulée est dérivée de l’interpolation des charges hydrauliques calculées aux nœuds du modèle, comme présenté à la **Figure** 5-4. La piézométrie montrée dans cette figure correspond à l’élévation de la nappe phréatique (pression = 0) simulée sur l’ensemble du domaine du modèle. Cette figure montre une bonne concordance entre la piézométrie modélisée et la piézométrie interpolée observée (**Figure** 4-12).

Les charges hydrauliques calibrées du modèle d’écoulement en régime permanent de la phase pré-exploitation minière représentent les conditions actuelles, avec un niveau d’eau souterraine maximal de 445 m asl situé à environ 2 600 m au nord-est de la future Halde 002. Le niveau d’eau minimal, d’environ 346 m asl, est estimé au lac L027. Le gradient hydraulique moyen, simulé à 0,0097, est comparable à celui déduit des lignes piézométriques observées et indique un écoulement des eaux souterraines du nord-est vers les lacs L01 et L027. La distribution des niveaux piézométriques montre une forte corrélation entre la topographie et la piézométrie,

L’écoulement simulé par le modèle dans la zone prévue pour la Halde 002 suggère que l’eau souterraine s’écoule à partir du point haut piézométrique, situé dans la partie est du futur site d’entreposage, vers les différents cours d’eau et lacs entourant ce sommet topographique, avant d’atteindre finalement les lacs L01 et L027.

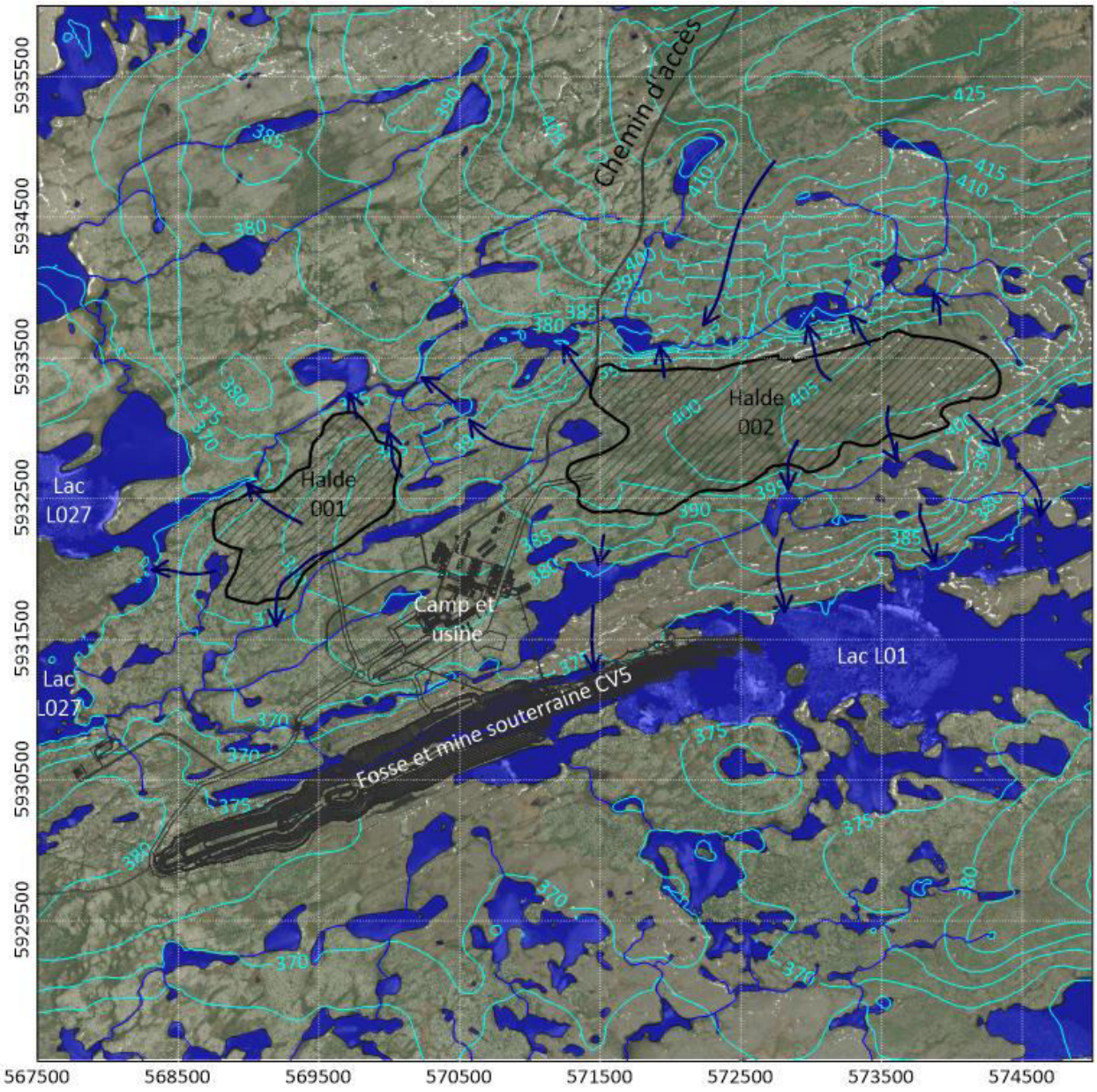


Figure 5-4 Élévation simulée du niveau d'eau souterraine en régime permanent pendant la phase pré-exploitation minière

5.5.2 Phase d'exploitation minière

Le modèle d'écoulement de l'eau souterraine en phase d'exploitation minière simule les conditions hydrogéologiques lorsque la fosse et les haldes sont entièrement développées.

Ce modèle a été construit en modifiant le modèle pré-exploitation minière calibré, en y ajoutant 18 couches supplémentaires pour représenter les haldes de stériles et de résidus, ainsi que leurs fossés périphériques de collecte d'eau de contact, et les bassins associés. La fosse projetée à la fin de la vie de la mine a ensuite

été intégrée au modèle en assignant une condition de drain (seepage face node), représentant les activités de dénoyage de la mine. Les haldes reçoivent une recharge de 250 mm/an, en raison de la forte conductivité hydraulique du mélange de stériles et résidus (5 × 10^{-4} m/s). La géomembrane sous-jacente à la Halde 002 a été simulée comme une unité d'épaisseur 1 m, ayant une conductivité hydraulique de 3×10^{-11} m/s. Cette conductivité hydraulique est équivalente à celle d'une géomembrane LDPE de 1,5 mm comportant cinq défauts de 1 cm² chacun par hectare (Giroud & Bonaparte, 1989). Cette conductivité équivalente a été estimée à l'aide d'un modèle numérique 2D. Les fossés et bassins associés aux haldes ont également été représentés par une condition de drain, et sont eux aussi installés au-dessus d'une géomembrane. Les propriétés attribuées à ces UHS sont présentées dans le **Tableau 5-4**.

Tableau 5-4 Unités hydrostratigraphiques – Halde 002

UHS	Conductivité hydraulique (m/s)	Recharge (mm/yr)	
		Exploitation minière	Fermeture/post-fermeture
Stériles miniers et résidus miniers	5 x 10^{-4}	250	4
Géomembrane	3 x 10^{-11}	-	-

L'élévation de la nappe phréatique simulée pour la phase d'exploitation minière est présentée à la **Figure** 5-5.

Les résultats du modèle indiquent que le niveau de l'eau souterraine dans la zone d'étude est considérablement affecté par le développement de la fosse, de la Halde 001 et de la Halde 002. Au niveau de la fosse, la nappe phréatique diminue d'environ 375 m asl à 170 m asl, soit la profondeur finale de la fosse.

Au niveau de la Halde 002, le niveau des eaux souterraines diminue jusqu'à 20 m dans sa portion la plus élevée due à l'installation de la géomembrane réduisant la recharge au-dessus de la halde et la collecte du débit de drainage par les fossés périphériques. Cette diminution du niveau d'eau entraîne également une réduction du gradient hydraulique et la disparition du haut piezométrique présent avant l'installation de la géomembrane. En l'absence de ce haut piézométrique, l'écoulement des eaux souterraines s'oriente désormais vers le sud et le sud-ouest, en direction du lac L01 et de la fosse.

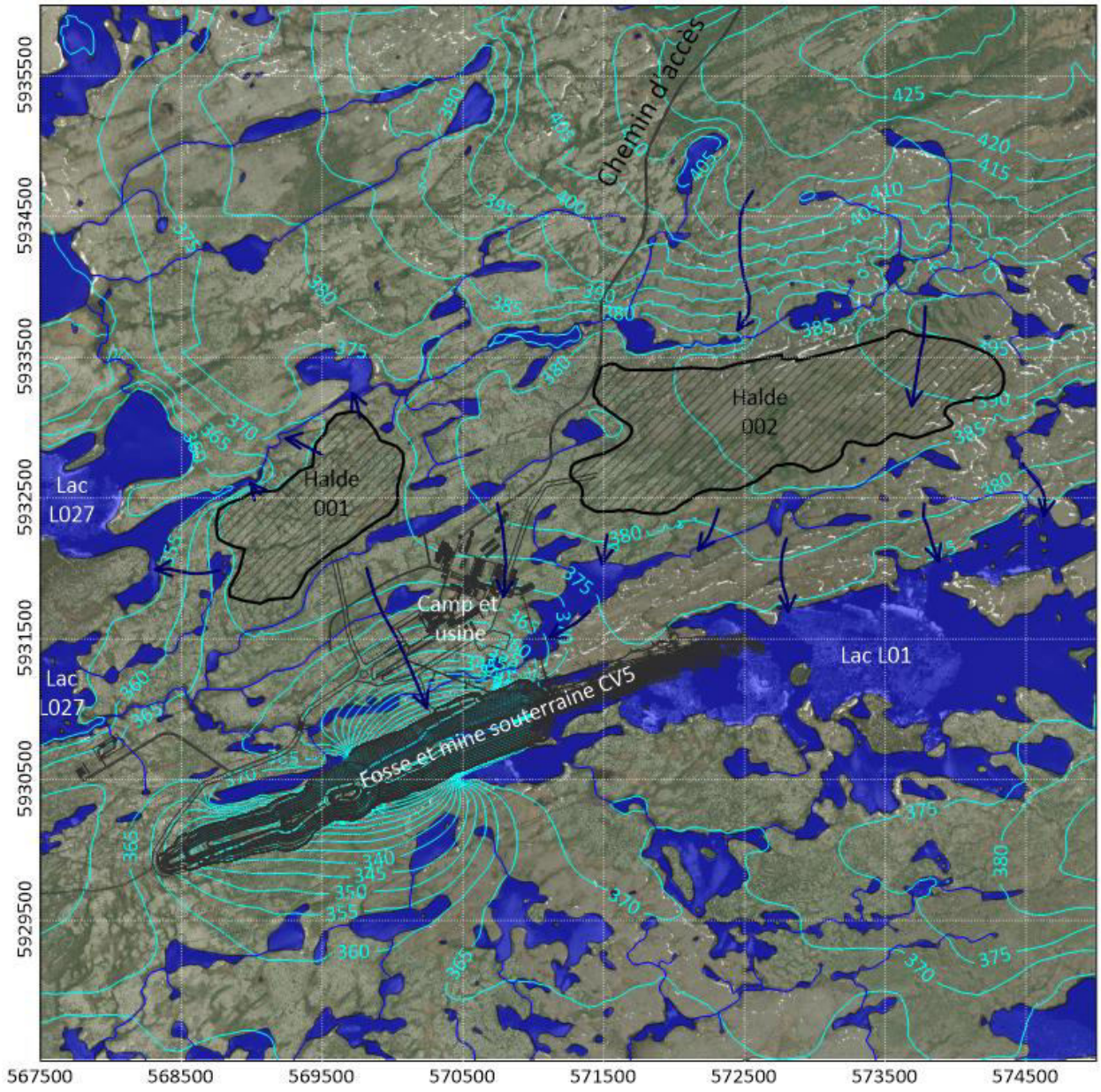


Figure 5-5 Élévation simulée du niveau d'eau souterraine pendant la phase d'exploitation minière

L'estimation du taux de percolation provenant de la Halde 002 vers les eaux souterraines, par unité de surface, est de 0,0031 L/m²/j, en considérant une superficie de 2,2 km² pour la Halde 002. Cette analyse confirme que la conception du système de drainage prévient la percolation de l'eau de contact de la Halde 002 vers les eaux souterraines et favorise un écoulement latéral vers les fossés et ultimement vers les bassins de collecte pour traitement.

5.5.3 Phase de fermeture/post-fermeture

Le modèle d'exploitation minière considère 19 années d'opération avant de passer à la phase de fermeture/post-fermeture. À l'année 20, l'installation d'un recouvrement imperméable sur la Halde 002 débute. Le modèle simule une réduction linéaire de la recharge, passant de 250 mm/an à 4 mm/an sur une période de 4 ans. Ce taux de recharge réduit est maintenu jusqu'au dernier pas de temps du modèle (année 200). Durant la fermeture/post-fermeture, les conditions frontières de drainage sont retirées pour la fosse, les fossés et les bassins puisque ceux-ci deviennent inactifs. La fosse se remplit progressivement jusqu'à être en équilibre avec les conditions hydrogéologiques régionales.

L'élévation simulée de la nappe phréatique après 200 ans est présentée à la **Figure** 5-6. À ce stade, la fosse est entièrement remplie et le système hydrogéologique a retrouvé un état d'équilibre. Toutefois, les niveaux d'eau sous la Halde 002 demeurent inférieurs aux niveaux de pré-exploitation minière, et le haut piézométrique correspondant à la crête topographique ne réapparaît pas. En considérant une superficie de 2,2 km² pour la Halde 002, le taux de recharge vers les eaux souterraines est réduit à 0,0024 L/m²/j attribuable à la présence d'un recouvrement imperméable. Cette analyse confirme que la conception d'un recouvrement imperméable et du drainage de la Halde 002 empêche efficacement la percolation de l'eau de contact de la Halde 002 vers les eaux souterraines.

Selon le modèle, l'écoulement général des eaux souterraines provenant de la Halde 002, à ce stade, se dirige vers le sud et le sud-ouest, en direction des lacs L01, L02, L18, L61, L112, L224, L225, L226, L227 et L228. Certains de ces lacs (L02, L18, L61, L224, L226, L227) se déversent ensuite dans le lac L027, qui constitue le récepteur final.

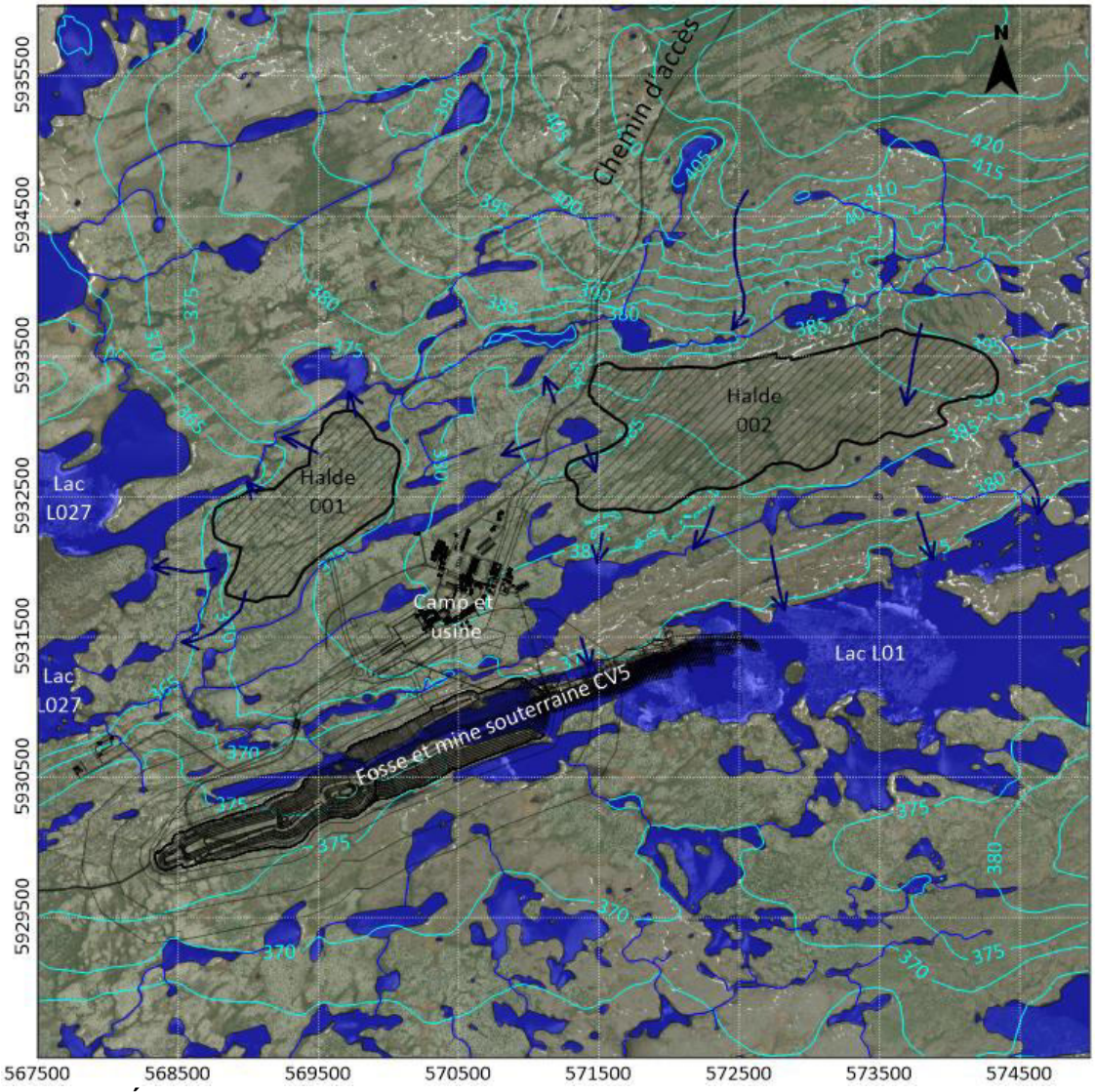


Figure 5-6 Élévation du niveau d'eau souterraine 200 ans après le début de l'exploitation minière.

5.6 Modèle de transport des contaminants

Le modèle d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture a été utilisé pour simuler le transport de contaminant en provenance de la Halde 002, laquelle a été identifiée comme la principale source potentielle de contaminants par Vision Geochemistry (Vision, 2025). Vision a déterminé que les stériles entreposés dans la Halde 002 sont lixiviables en arsenic, mais présentent des concentrations inférieures aux critères de haut risque du *Guide de caractérisation des résidus miniers et du minerai* (MELCC, 2020).

Bien que d'autres métaux soient également présents dans le lixiviat (Tableau 4-9, Vision, 2025), l'arsenic a été sélectionné comme contaminant représentatif dans cet exercice de modélisation, puisqu'il présente la plus forte concentration lixiviable, et le plus haut ratio par rapport au critère de référence RES (Beaulieu, 2021), et ce, en conditions neutres et acides.

Le modèle a été adapté afin d'intégrer les paramètres et conditions frontières nécessaires pour simuler le transport de l'arsenic provenant de la Halde 002. Le transport de contaminant a été simulé durant 19 ans, avec les paramètres suivants :

- La Halde 002 est entièrement construite dès la première année (aucune croissance progressive n'est simulée);
- Une condition de masse constante variable dans le temps, égale aux concentrations d'arsenic estimées dans le lixiviat de Stockpile 002 selon Vision (2025), a été appliquée;
- Une recharge de 250 mm/an est appliquée sur la Halde 002;
- Le drainage est collecté via les fossés et bassins périphériques.

Pendant la phase de fermeture/post-fermeture (années 20 à 200), le taux de recharge sur la Halde 002 est réduit à 4 mm/an, puisque la Halde 002 est recouverte d'un recouvrement imperméable. Les conditions de drainage représentant la fosse, les bassins et les fossés sont désactivées.

Ce modèle sert à évaluer la migration de contaminant et les concentrations aux récepteurs situés en aval. Le contaminant est considéré conservateur, ce qui signifie qu'il ne subit aucune dégradation, ni chimique, ni biologique, ni par retardation (absorption).

5.6.1 Conditions frontières du modèle de transport de contaminants

Les conditions frontières de concentration sont définies comme suit :

- Condition (Type 1, Dirichlet) de concentration variable dans le temps équivalente aux concentrations d'arsenic estimées par Vision (2025) est appliquée sur toute la Halde 002 où les résidus lixiviables et les stériles PAG sont entreposés (**Figure** 4-14**).** Une concentration constante de 580 µg/L est appliquée à partir de l'année 32 (fin des données de Vision) jusqu'à l'année 200;
- Condition de concentration fixe (Type 1, Dirichlet) de 0 mg/L est appliquée aux fossés et bassins de collecte autour de la Halde 002. Cette condition représente l'enlèvement efficace de la masse par les systèmes de gestion des eaux pendant la période d'exploitation minière;
- Condition de concentration fixe (Type 1, Dirichlet) de 0 mg/L aux limites du modèle représentant l'absence d'apport externe en contaminant et assurant qu'aucune autre source de masse n'entre dans le domaine de simulation.

Ces conditions aux limites sont présentées à la **Figure** 5-2.

5.6.2 Propriétés des matériaux

En plus des paramètres d'écoulement présentés à la section 5-5, d'autres paramètres influencent le transport des contaminants. Ils sont présentés dans le **Tableau 5-5**. Les valeurs tirées de la littérature ont été utilisées pour la porosité effective (McWhorter & Sunada, 1977) et la dispersivité longitudinale et transversale a été calculée selon la relation de Xu & Eckstein (1995).

Tableau 5-5 Paramètres du modèle de transport

UHS	Porosité effective (%)	Dispersivité longitudinale (m)	Dispersivité transversale (m)
Stériles et résidus miniers	15	10	1
Géomembrane	1	0,1	0,1
Till indifférencié	15	60	6
Till d'ablation	15	60	6
Drumlin	15	60	6
Dépôt fluvioglaciaire avec esker	15	60	6
Moraine de Rogen	15	60	6
Dépôts organiques	15	60	6
Roc superficiel (< 15 m bgs)	5	60	6
Roc profond (> 15 m bgs)	5	60	6
Failles	5	60	6

5.6.3 Résultats du modèle de transport des contaminants

Le modèle de transport de contaminants pour les phases d'exploitation minière et de fermeture/post-fermeture montre que le panache de contaminant se déplace verticalement à travers les unités non saturées sous la Halde 002, avant d'atteindre la nappe phréatique, puis de migre dans la direction de l'écoulement de l'eau souterraine en direction des récepteurs situés au sud-ouest de la halde.

Compte tenu du gradient hydraulique dominant nord-est vers sud-ouest dans la zone de la Halde 002, la migration des contaminants se dirige vers les récepteurs situés au sud et au sud-ouest, notamment les lacs L02, L61, L112, L220, L226 et L227 (**Figure** 5-7), qui sont identifiés comme récepteurs potentiels critiques. Une migration d'arsenic vers les récepteurs situés au nord et au nord-ouest a également été estimée, notamment vers les lacs L308, L309, L311 et L313.

Le modèle indique que la géomembrane installée sous la Halde 002 comme mesure de mitigation limite efficacement les concentrations d'arsenic atteignant ces récepteurs, les maintenant sous le critère RES de 340 µg/L pour ce paramètre.

La **Figure** 5-7 illustre les concentrations simulées d'arsenic après 200 ans aux récepteurs potentiels critiques situés près de la Halde 002. Parmi ceux-ci, le récepteur L02, le récepteur le plus proche situé au

sud-ouest de la halde, présente la concentration d'arsenic simulée la plus élevée, atteignant 144 µg/L après 200 ans.

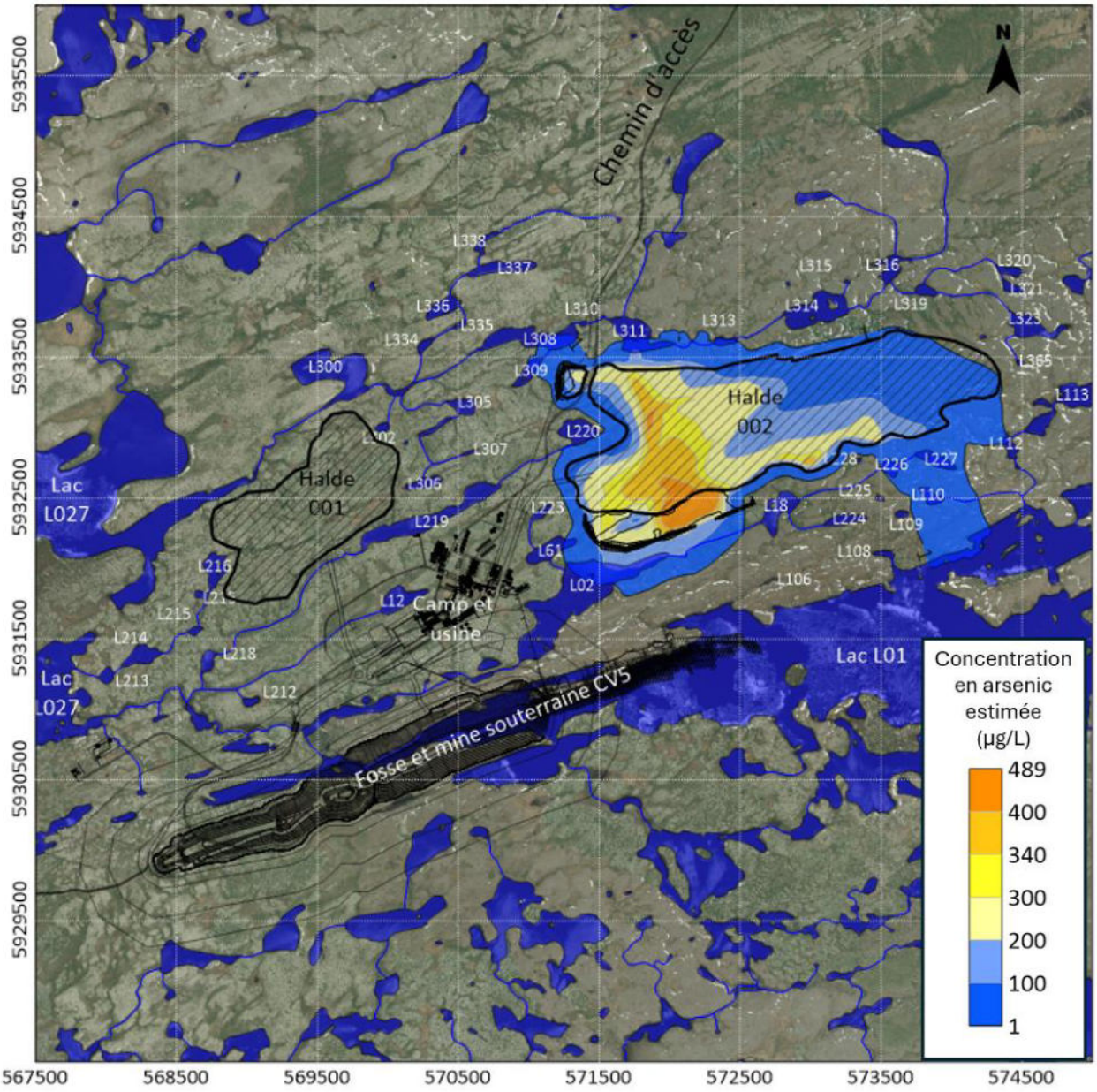


Figure 5-7 Distribution des concentrations en arsenic simulées après 200 ans

La concentration maximale simulée à chacun des récepteurs potentiels critiques après 200 ans est présentée au **Tableau 5-6**.

Tableau 5-6 Concentration maximale simulée aux récepteurs potentiels critiques

Récepteur environnemental	Concentration maximale après 200 ans (ug/L)	Récepteur environnemental	Concentration maximale après 200 ans (ug/L)
L01	5	L226	3
L02	144	L227	40
L61	8	L308	53
L110	18	L309	25
L112	2	L311	116
L220	1	L313	13

Le critère RES (Beaulieu, 2021) a été utilisé pour évaluer les impacts aux récepteurs environnementaux identifiés en provenance de la Halde 002.

Ce modèle d'écoulement et de transport de contaminants est considéré conservateur, car il ne tient pas compte de la progression réelle de la fosse ni de la halde dans le temps, il suppose que la halde continue de lixivier de l'arsenic à une concentration constante de l'année 32 jusqu'à la fin de la période de modélisation (200 ans) et n'inclut aucun processus d'atténuation naturelle, comme la complexation, la précipitation, la biodégradation, l'adsorption ou la retardation, conformément aux exigences de modélisation de la Directive 019 (MELCCFP, 2025). Par conséquent, la simulation de transport est conservatrice et tend probablement à surestimer les concentrations atteignant les récepteurs. Malgré cette approche conservatrice, aucune des concentrations estimées aux récepteurs ne dépasse le critère RES après 200 ans.

5.7 Analyse de sensibilité

Une analyse de sensibilité a été réalisée sur le modèle pré-exploitation minière afin d'évaluer l'influence des paramètres d'entrée sur la calibration du modèle. Les résultats des scénarios évalués sont présentés au **Tableau 5-7**. La recharge a été identifiée comme le paramètre le plus sensible. À l'inverse, réduire la conductivité hydraulique du mort-terrain de moitié a légèrement amélioré la calibration. Toutefois, les valeurs retenues dans le scénario de base proviennent directement des essais sur le terrain, et ont donc été conservées, plutôt que d'utiliser des valeurs qui améliorent artificiellement la calibration, mais qui ne reflètent pas les mesures terrain. Les autres paramètres évalués ont montré un impact limité sur la calibration, indiquant une faible sensibilité du modèle à ces paramètres.

Tableau 5-7 Analyse de sensibilité sur le modèle d'écoulement en régime permanent

No de simulation	Recharge, R	K du mort-terrain	K du roc	RMS (m)	NRMSE (%)
Modèle pré-exploitation minière	R	K	K	5,11	8,3
1	2xR	-	-	7,42	10,6
2	0,5xR	-	-	6,20	9,9
3	-	2xK	-	5,48	8,7
4	-	0,5xK	-	5,07	8,0
5	-	-	2xK	5,71	9,1
6	-	-	0,5xK	6,42	9,6

À la suite de l'analyse de sensibilité effectuée pour le modèle d'écoulement de l'eau souterraine en régime permanent, une analyse de sensibilité a également été réalisée pour le modèle transitoire de transport de contaminants. Cette analyse s'est concentrée sur les paramètres influençant la migration du contaminant, notamment la recharge sur la halde, l'écoulement à travers et les propriétés de la géomembrane située à la base de la Halde 002. La concentration relative maximale au récepteur L02 a été utilisée pour comparer les différents scénarios de sensibilité, tels que résumés au **Tableau 5-8**.

L'analyse de sensibilité du modèle de transport de contaminant révèle une forte sensibilité aux changements dans les propriétés de la géomembrane. Une augmentation de la conductivité hydraulique de la géomembrane entraîne une augmentation de la concentration relative maximale au récepteur L02. Cela met en évidence le rôle critique de la géomembrane dans le contrôle de la migration des contaminants. À l'inverse, le modèle s'est montré moins sensible aux variations de la recharge de la halde, la dispersivité de la géomembrane, et sa porosité.

De manière générale, les résultats démontrent que la conductivité hydraulique de la géomembrane, laquelle dépend du nombre et de la taille des perforations, est le paramètre le plus influent sur les résultats de la modélisation du transport de contaminants.

Tableau 5-8 Résultats de l'analyse de sensibilité du modèle transitoire de transport de contaminant

No de simulation	Recharge sur la halde (avant/après recouvrement) (mm/année)	Conductivité hydraulique de la géomembrane (m/s)	Dispersivité longitudinale et transversale de la géomembrane (m)	Porosité de la géomembrane (%)	Concentration maximale simulée au lac L02 (ug/L)
Exploitation minière et fermeture/post-fermeture	250/4	3×10^{-11}	0,1	1	144
1	R/+0,4R	3×10^{-11}	0,1	1	137
2	R/-0,4R	3×10^{-11}	0,1	1	152
3	250/4	1×10^{-10}	0,1	1	275
4	250/4	3×10^{-11}	0,2	1	150
5	250/4	3×10^{-11}	0,05	1	143
6	250/4	3×10^{-11}	0,1	2	137
7	250/4	3×10^{-11}	0,1	0,5	144

5.8 Limitations du modèle hydrogéologique

Les modèles d'écoulement et de transport développés simulent une représentation conservatrice du système hydrogéologique et reposent sur de nombreuses hypothèses présentées à la Section 5.2. Par conséquent, ils comportent certaines limitations, telles que :

- La définition d'un modèle dépend de la quantité et de la qualité des données disponibles sur le site, un modèle ne peut donc pas être de meilleure qualité que les données utilisées pour le construire;
- Les solutions obtenues par un modèle numérique sont non uniques. Plusieurs combinaisons de paramètres peuvent produire des résultats similaires et une calibration acceptable. Ainsi, une bonne concordance entre les niveaux d'eau mesurés et simulés ne garantit pas que les propriétés du modèle représentent fidèlement celles des matériaux réellement présents sur le site;
- Le modèle développé dépasse la zone pour laquelle des données de terrain sont disponibles. Les secteurs dépourvus de données sont donc représentés à l'aide de nombreuses hypothèses, ce qui ne peut refléter adéquatement les conditions réelles présentes dans ces zones;
- Un modèle numérique est une simplification d'un système hydrogéologique complexe et doit donc être utilisé en complément d'autres sources d'information lors de la prise de décision;
- L'unité de roc est représentée selon l'approche de milieu poreux équivalent. Cette méthode simplifie l'hétérogénéité du réseau de fractures en la représentant comme un milieu poreux dont les propriétés hydrauliques sont équivalentes aux propriétés moyennes du massif rocheux. Cette simplification peut entraîner une surestimation ou sous-estimation des concentrations et des vitesses de migration des contaminants, notamment à plus petite échelle;
- Le modèle de transport des contaminants suppose un contaminant conservateur, non soumis aux processus de dégradation chimique ou biologique, ni aux processus de retardation, de précipitation

ou autres mécanismes d’atténuation. Il s’agit d’une hypothèse conservatrice, étant donné que la majorité des métaux dissous interagissent avec les diverses compositions et environnements de sol, roc et eau souterraine.

En dépit de ces hypothèses et limitations, les résultats du modèle sont jugés suffisamment fiables pour être utilisés comme outil d’aide à la décision.

6. Conclusion et Recommandations

AtkinsRéalis a été mandatée par PB Metals pour établir les conditions hydrogéologiques de base du site, évaluer les changements potentiels du régime des eaux souterraines associés au développement des haldes et de la fosse, et évaluer, à l'aide d'un modèle numérique 3D, l'efficacité des mesures de mitigation proposées afin de prévenir toute dégradation significative de la qualité des eaux souterraines attribuable au drainage provenant de la Halde 002, conformément à la Directive 019 (MELCCFP, 2025).

Les conditions hydrogéologiques de base ont été établies à partir des données publiques disponibles ainsi que des travaux réalisés sur le terrain en 2023 et 2024 (BBA, 2024a; BBA, 2025a; BBA, 2025b; BBA, 2025c; BBA, 2025d). Toutes les données ont été compilées afin d'identifier les unités hydrostratigraphiques, d'évaluer leurs propriétés hydrauliques, de définir la direction d'écoulement des eaux souterraines et d'établir leur qualité.

Deux unités hydrostratigraphiques ont été identifiées. Le mort-terrain, discontinu, avec une épaisseur variant de 0 à 48 m (en moyenne environ 8 m lorsqu'il est présent), composé d'une mince couche organique au-dessus d'un till indifférencié ou d'un drumlin. Il contient de l'eau, mais sa discontinuité fait qu'il n'est pas considéré comme un aquifère régional. Sa conductivité hydraulique moyenne est de $1{,}1 \times 10^{-6}$ m/s. Le roc, plus perméable dans sa portion altérée (ses premiers 15 m), mais généralement moins perméable que le mort-terrain, avec une conductivité hydraulique moyenne de $5{,}8 \times 10^{-8}$ m/s. Aucune corrélation n'a été observée entre le RQD et la conductivité hydraulique, suggérant que l'écoulement dans le roc est dominé par des discontinuités localisées non détectées par les mesures de RQD.

L'écoulement des eaux souterraines dans le mort-terrain et le roc superficiel suit la topographie, des hauts vers les bas, en direction des lacs et milieux humides. Globalement, l'écoulement converge vers les lacs L01 et L027. Les échanges entre les eaux souterraines et les plans d'eau sont complexes : certains lacs sont perchés, tandis que d'autres sont alimentés par les eaux souterraines.

La qualité de l'eau souterraine est de type bicarbonaté magnésien, avec des dépassements des critères EC pour arsenic, manganèse, molybdène et antimoine, ainsi que du critère RES pour le cuivre. Des dépassements ont aussi été observés pour l'azote ammoniacal et les sulfures.

La Halde 002, située au nord-est de la fosse et des infrastructures minières, servira à l'entreposage d'une partie des résidus et des stériles. Selon Vision Geochemistry (2025), le matériel entreposé constitue une source potentielle de lixiviation de métaux, notamment l'arsenic, et est potentiellement générateur d'acide (PAG). Conformément à la Directive 019, un modèle hydrogéologique doit être développé pour évaluer l'efficacité des mesures de mitigation visant à prévenir toute dégradation des eaux souterraines.

Un modèle numérique 3D a été développé pour évaluer les conditions hydrogéologiques et les mesures de mitigation liées à la Halde 002 en simulant trois phases, la phase pré-exploitation minière présentant les conditions naturelles actuelles (calibration), la phase exploitation minière avec la Halde 002 et fosse complètement développée dès l'année 1 et la phase fermeture/post-fermeture où la fosse se remplie d'eau et la Halde 002 est recouverte. La modélisation est effectuée sur 200 ans, soit sur une période de 180 ans post-fermeture.

Les résultats du modèle d'écoulement des eaux souterraines indiquent que l'installation d'une géomembrane sous-jacente à la Halde 002 réduira la recharge dans ce secteur et éliminera ainsi le haut piézométrique actuellement présent à cet emplacement. L'élimination de ce haut piézométrique sous la Halde 002 modifiera les directions d'écoulement des eaux souterraines, lesquelles passeront d'un écoulement provenant du nord, de l'est et du sud à un écoulement orienté vers le sud et le sud-ouest, en direction du lac L01 et de la fosse. Ce régime d'écoulement modifié persiste durant les phases de fermeture et de post-fermeture, les eaux souterraines s'écoulant alors vers le sud et le sud-ouest en direction du

lac L01 et de la fosse remise en eau. Ce modèle est considéré comme conservateur, puisque la progression de la fosse et des haldes pendant l'exploitation n'est pas prise en compte.

Le modèle de transport de contaminants simule la percolation des contaminants à travers la géomembrane et vers le milieu environnant. Ce modèle simule, en régime transitoire, les phases d'exploitation ainsi que de fermeture et de post-fermeture de la mine, en considérant une fosse et des haldes entièrement développées dès le début de la phase d'exploitation. Par la suite, la phase de fermeture et de post-fermeture est simulée par une réduction de la recharge sur la Halde 002 afin de tenir compte de l'installation d'un recouvrement imperméable. Les résultats du modèle de transport des contaminants indiquent que le lac L02 constitue le récepteur le plus à risque vis-à-vis les percolations d'eau en provenance de la Halde 002, en raison de sa proximité et de sa position en aval hydraulique de la halde. Toutefois, le système de mitigation s'avère efficace, les concentrations de contaminants atteignant les récepteurs environnementaux demeurant inférieures aux critères applicables après 200 ans.

Une analyse de sensibilité a été réalisée afin d'évaluer l'effet de différents paramètres sur les résultats du modèle de transport des contaminants. Les résultats de cette analyse indiquent que les propriétés de la géomembrane sous-jacente à la Halde 002 constituent les paramètres les plus influents sur les concentrations atteignant les récepteurs environnementaux, ce qui met en évidence l'importance du processus d'installation afin d'assurer l'intégrité de la géomembrane.

À la suite de la présente étude, il est recommandé de:

- Assurer un contrôle et une assurance de la qualité efficaces (CQ/AQ) lors de l'installation de la géomembrane afin de minimiser le nombre de défauts et, par conséquent, de réduire les taux de percolation à travers la géomembrane;
- Mettre en place un programme de suivi des eaux souterraines afin de surveiller la qualité des eaux souterraines à proximité de la Halde 002, incluant des campagnes d'échantillonnage périodiques et l'établissement de seuils d'alerte appropriés conformes aux objectifs de protection de la qualité des eaux souterraines;
- Comparer les résultats des simulations de l'étude de modélisation hydrogéologique aux résultats de suivi des eaux souterraines recueillis sur le terrain. L'étude de modélisation hydrogéologique devrait être mise à jour et recalibrée, au besoin, en fonction des données de terrain afin d'affiner les prédictions.

7. Références

ASTM International, 2008. Standard Guide for Calibrating a Ground-Water Flow Model Application, D5981-96(2008).

ASTM International, 2016. Standard Guide for Comparison of Field Methods for Determining Hydraulic Conductivity in Vadose Zone.

AtkinsRéalis, 2025a. Gap Analysis Report, Shaakichiuwaanaan project, prepared for Patriot Battery Metals Inc. Rapport soumis le 12 Février 2025. Document no: CASN-A-370-GE-REP-0001 Rev C.

AtkinsRéalis, 2025b. Baseline Hydrology - Shaakichiuwaanaan project. Rapport soumis le 15 août 2025. Document no: CASN-A-370-HY-REP-0001 Rev C.

AtkinsRéalis, 2025c, Design basis and criteria – Waste and water management. Rapport soumis le 19 août 2025. Document no: CASN-A-370-GT-DCR-0001 Rev C.

AtkinsRéalis, 2025d. Laboratory Geotechnical Tailings Testing Report. Rapport soumis le 29 août 2025. Document no: CASN-A-370-GT-REP-0003 Rev C.

AtkinsRéalis, 2026. Feasibility study for tailings, waste rock and water management. Rapport soumis le 5 février 2026. Document no: CASN-A-370-GT-REP-0001 Rev C.

BBA, 2024a. Hydrogeological Baseline Study – Future Open Pit CV5, Corvette Lithium property. Rapport technique soumis le 23 septembre 2024. Document no: 7535001-001900-41-ERA-0002-R00.

BBA, 2024b. Analysis and Interpretation of the CV5 Static and Kinetic Geochemistry Characterization Results. Rapport technique soumis le 23 mai 2024. Document no: 7535001-000500-4E-ERA-0001 R00.

BBA, 2024c. Geochemical Modelling of Arsenic Leaching Risk for CV5 Waste Rock Stockpiles. Rapport technique soumis le 3 juillet 2024. Document no: 7535001-003200-4E-ERA-0001-R00.

BBA, 2024d. Water Management Plan and Water Diversion. Rapport technique soumis le 11 septembre 2024. Document no: 7535006-014000-41-ERA-0002-R00.

BBA, 2025a, Geotechnical campaign for Phase 2 (factual). Rapport technique soumis le 17 avril 2025. Document no: 7535009-020001-4G-ERA-0003-R00.

BBA, 2025b. Hydrogeological Characterisation – CV5 mining site, Shaakichiuwaanaan Lithium Property. Technical Rapport soumis le 4 juillet 2025. Document no: 535019-000000-41-ERA-0002-R00.

BBA, 2025c. Packer Testing Factual Report – Shaakichiuwaanaan Project, Technical Rapport soumis le 9 juillet 2025. Document no: 7535019-000000-41-ERA-0001-R00.

BBA, 2025d. Hydrogeological characterisation – Water supply well, Shaakichiuwaanaan Lithium Property, Technical Rapport soumis le 9 juillet 2025. Document no: 7535019-000000-41-ERA-0003-R00.

Beaulieu, M, 2021. Guide d'intervention – Protection des sols et réhabilitation des terrains contaminés, Ministère de l'Environnement et de la lutte contre les changements climatiques, Québec, mai 2021, 326 p. [http://www.environnement.gouv.qc.ca/sol/terrains/guide-intervention/guide-intervention-protection-rehab.pdf]

Devlin (2015). HydrogeoSieveXL: an Excel-based tool to estimate hydraulic conductivity from grain-size analysis. Hydrogeology Journal.

Environment and Climate Change Canada (ECCC), 2023. Climate trends and variations bulletin – Annual 2023. Government of Canada. https://www.canada.ca/en/environment-climate-change/services/climate-change/science-research-data/climate-trends-variability/trends-variations/annual-2023-bulletin.html

Freeze, R,A, and J,A, Cherry, 1979. Groundwater. Prentice Hall, Englewood Cliffs, New Jersey, 604p.

Giroud, J,P, et Bonaparte, R, (1989). Leakage through liners constructed with geomembranes, Part I: Geomembrane Liners, Geotextiltes and Geomembranes, 8, 1:27-67.

G Mining, 2025a. Integrated Schedule V3 Mass Balance provided on 23 May 2025.

G Mining, 2025b. Open pit shell and underground mine provided on 5 May 2025.

Mailloux Hydrogéologie Inc,, 2025. Hydrogeological modelling of the planned open pit and underground mine – Shaakichiuwaanaan project feasibility study. Mémorandum technique soumis le 9 juin 2025. Document no: CASN-A-500-HY-MEM-0001.

McWhorter, D, B,, Sunada, D, K,, & Sunada, D, K, (1977). Ground-water hydrology and hydraulics, Water Resources Publication.

Ministère de l'Environnement, de la Lutte contre les changements climatiques, de la Faune et des Parcs (MELCCFP) (2025). Directive 019 sur l'industrie minière.

Ministère de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques (MELCC),2020. Guide de caractérisation des résidus miniers et du minerai, http://www.environnement.gouv.qc.ca/Industriel/secteur-minier/guidecaracterisation-minerai.pdf Ministère des Ressources naturelles et des Forêts (MRNF). 2021 - Interactive map. MRNF. Québec; Online products and services - Mines. Interactive Map. https://sigeom.mines.gouv.qc.ca/signet/classes/I1108_afchCarteIntr (Quebec Geomining Information System consulted on December 2. 2021).

NRCAN, 2011. Lidar, Bathymetry and Canadian Digital Elevation Model (DEM).

Patriots Battery Metals Inc, 2024a. PEA Highlights Shaakichiuwaanaan Project as a Potential North American Lithium Raw Materials Supply Base, 21 août 2024.

Patriots Battery Metals Inc, 2024b. Geological database fournis le 6 novembre 2024.

Robertson GeoConsultants Inc, & SRK Consulting, (2012). Groundwater Modelling Guidelines to Assess Impacts of Proposed Natural Resource Development Activities, British Columbia Ministry of Environment, Rapport No 194001.

Vision Geochemistry, 2025. Geochemical Characterization of Mine Waste Materials & Modelling of Waste Rock Stockpiles for the Shaakichiuwaanaan Project (CV5 Pegmatite): Feasibility Study Update, Rapport soumis le 12 novembre 2025. Document no: 2405007-TR1.

Xu, M,, Eckstein, Y, (1995). Use of Weighted Least-Squares Method in Evaluation of the Relationship Between Dispersivity and Field Scale, Groundwater, Volume 33, Issue 6 novembre 1995. Pages 905–908.

AtkinsRéalis

FIN DU DOCUMENT

I2. Étude hydrogéologique (Mailloux, 2025)

23 janvier 2026 Référence 02 NT 16N-2501 Rev0

Mme. Cathryn Moffett
Métaux de batteries Patriot
1801, McGill College, Suite 900
Montréal, QC H3A 1Z4

NOTE TECHNIQUE – ÉVALUATION HYDROGÉOLOGIQUE POUR LE PROJET DE MINE SOUTERRAINE ET DE FOSSE À CIEL OUVERT – PROJET SHAAKICHIUWAANAAN – PMET RESSOURCES

1. INTRODUCTION

Mailloux Hydrogéologie inc. a été mandatée par PMET Ressources (PMET) pour réaliser une évaluation des impacts sur les eaux souterraines du projet de développement d'une mine à ciel ouvert et souterraine pour le projet Shaakichiuwaanaan, situé dans la région de la Baie-James, au Québec, Canada. L'évaluation est basée sur le modèle d'écoulement des eaux souterraines élaboré dans le cadre de l'étude de faisabilité, lequel a servi à analyser les effets des mines à ciel ouvert et souterraine projetées sur les conditions hydrogéologiques. L'évaluation hydrogéologique vise les aspects suivants :

- Infiltration d'eau souterraines dans les ouvertures minières pour le projet de développement d'une mine à ciel ouvert et souterraine.
- Zone de rabattement de la nappe d'eau souterraine causée par le projet de développement d'une mine à ciel ouvert et souterraine.
- Évaluation de la baisse potentielle du débit de base vers les cours d'eau causée par le projet de développement d'une mine à ciel ouvert et souterraine.

2. DONNÉES HYDROGÉOLOGIQUES DISPONIBLES

Le modèle hydrogéologique a été élaboré à partir de données publiques et de données hydrogéologiques recueillies lors des investigations de terrain menées par BBA. Les documents suivants ont été consultés :

- Géologie des dépôts meubles et géologie du socle rocheux (base de données publique SIGÉOM).
- Topographie de surface: levé LiDAR fourni par PMET en octobre 2024.
- Bathymétrie du Lac 001: données provenant d'un levé réalisé en 2022.
- Conductivité hydraulique des dépôts meubles et du socle rocheux obtenue par essais de type « slug test » : rapports de BBA (2024) et BBA (2025).

- Conductivité hydraulique du socle rocheux déterminée à partir d'essais avec obturateurs et d'essais de pompage : rapport de BBA (2025).
- Qualité des eaux souterraines : rapport de BBA (2024).
- Modèle structural : fichiers DXF fournis par BBA en janvier 2025.
- Conception de mines à ciel ouvert et souterraines : fichiers DXF fournis par GMining en avril 2025.

3. CONTEXTE GÉNÉRAL

3.1 Localisation du site

La propriété Shaakichiuwaanaan (la « Propriété ») est située dans la région d'Eeyou Istchee Baie-James, au Québec, Canada, centrée sur les coordonnées 53°32'00" N, 73°55'00" O. Elle se trouve à environ 220 km à l'est de Radisson (Québec) et à 240 km au nord-nord-est de Némiscau (Québec) - (figure 1).

Figure 1 : Carte de localisation du site

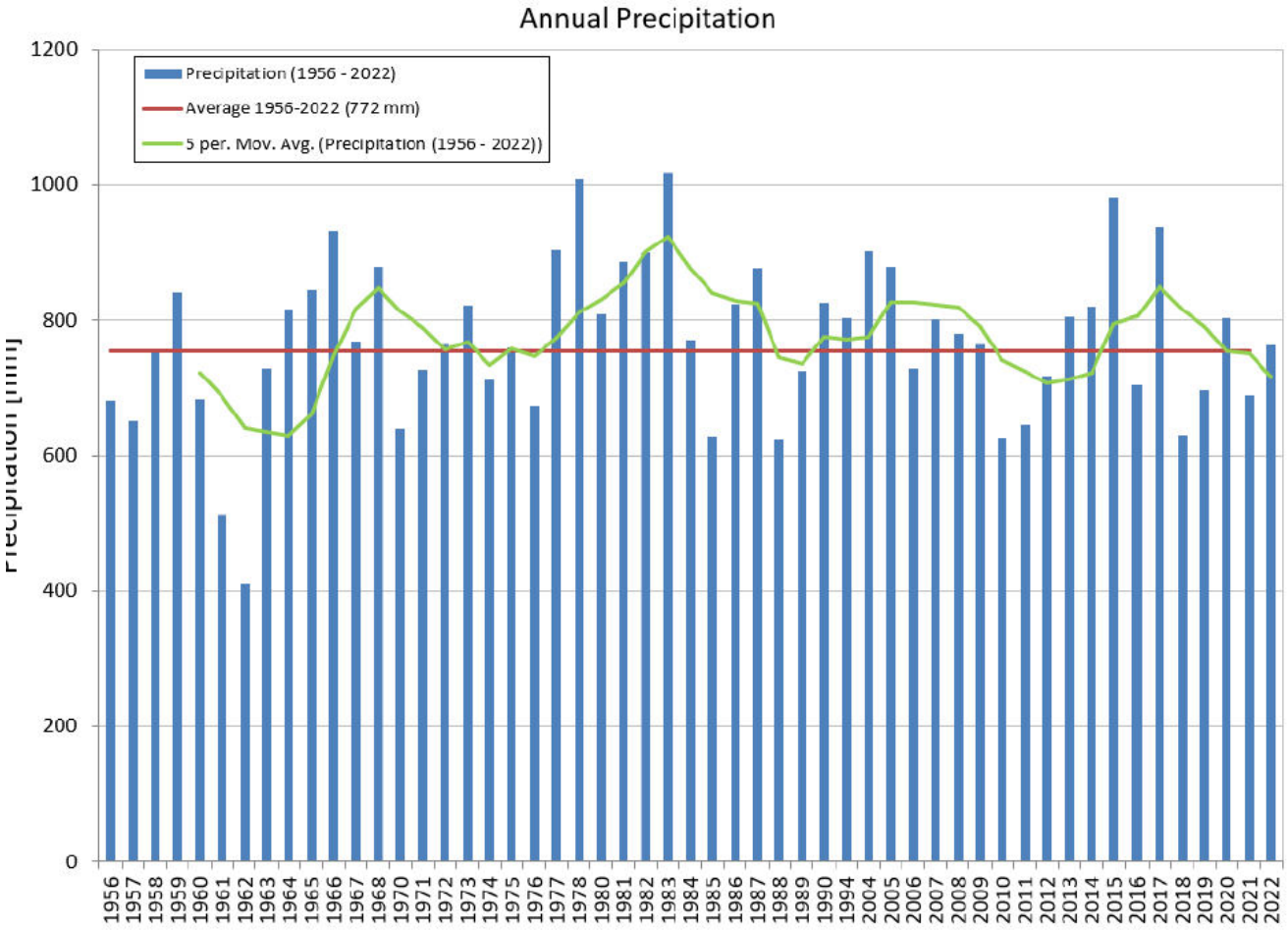


3.2 Climat

La précipitation annuelle totale moyenne enregistrée entre 1956 et 2022 est équivalente à 772 mm d'eau par an (Atkins Realis, 2025). La figure 2 présente les précipitations annuelles pour le site. Les précipitations sous forme

de pluie totalisent 518 mm, tandis que les chutes de neige atteignent 254 cm. Les températures mensuelles moyennes varient de 14,3 °C en juillet à -22,5 °C en janvier (Atkins Realis, 2025).

Figure 2 : Précipitation annuelle (Extrait d'Atkins Realis, 2025)

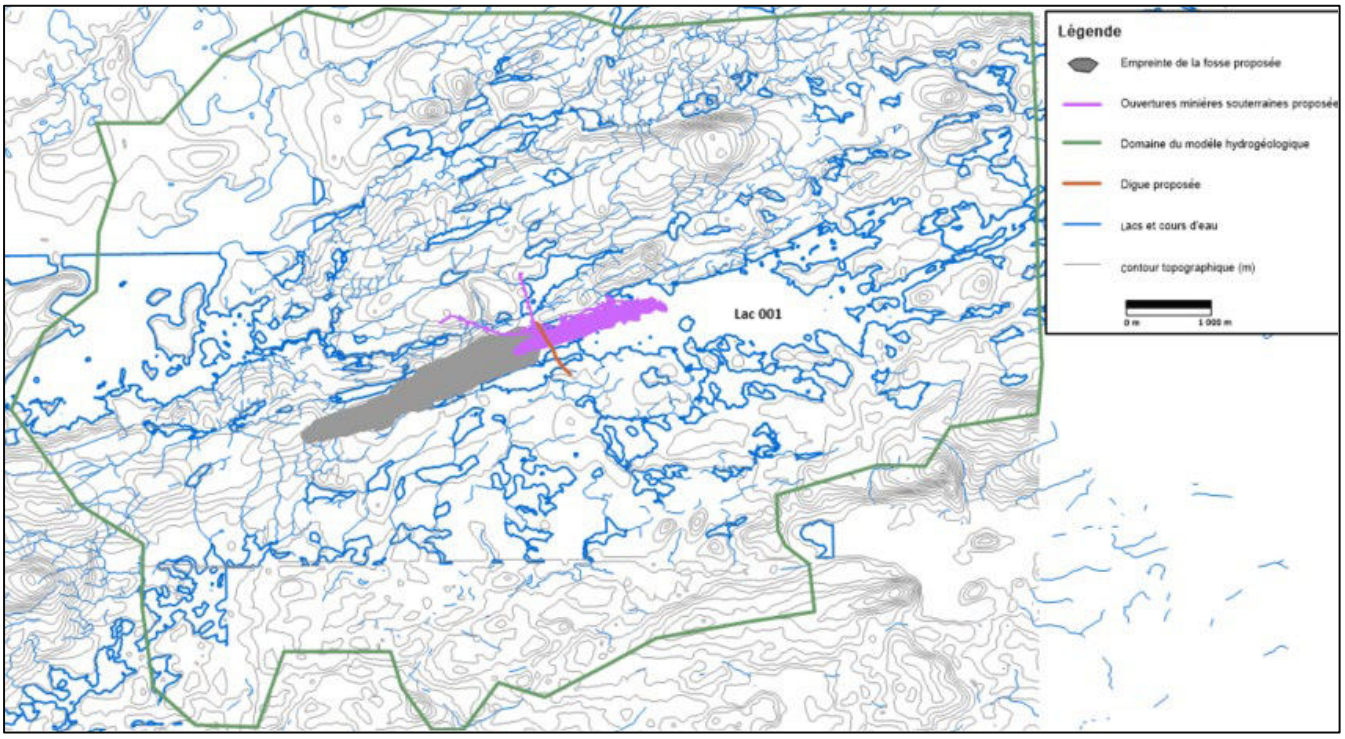


3.3 Hydrographie

Les ouvertures minières planifiées pour le projet sont en partie situées sous le Lac 001 (figure 3). Ce lac présente une élévation moyenne de 373 m (Atkins Realis, 2025a). Plusieurs petits lacs et cours d'eau se trouvent dans la zone à l'étude. Les eaux de surface locales s'écoulent généralement vers l'ouest, en direction de la rivière La Grande, située à environ 35 km au nord-ouest de la propriété.

La topographie est généralement plate, avec une légère inclinaison vers l'ouest. L'altitude du sol varie entre 370 m et 390 m.

Figure 3 : Hydrographie



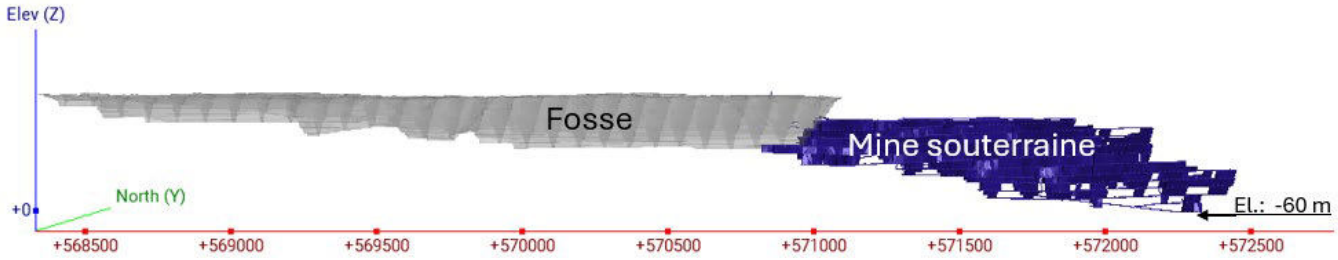
3.4 Mine projetée

La mine projetée comprend une fosse à ciel ouvert et une mine souterraine (figure 3). La fosse mesure 2,8 km de long, 425 m de large à son point le plus large et environ 200 m de profondeur à son point le plus profond.

La fosse à ciel ouvert commencera par une année de préproduction. Le drainage du Lac 001 de la Phase 1 devrait être achevé entre la première et la deuxième année du développement de la fosse. La durée de vie de la mine souterraine s'étendra sur 19 ans.

Les travaux souterrains seront accessibles par une rampe, aménagée depuis le nord du gisement CV5. La profondeur de la mine est de 435 m et l'épaisseur du pilier de couronnement est de 85 m. La figure 4 présente une vue isométrique de la fosse à ciel ouvert proposée et de la mine souterraine planifiée.

Figure 4 : Vue isométrique de la fosse à ciel ouvert proposée pour la mine souterraine planifiée – orientée vers le nord



3. CONDITIONS HYDROGÉOLOGIQUES

4.1 Dépôts meubles

Les dépôts meubles dans le secteur à l'étude sont constitués de till glaciaire (BBA, 2024), composé de sable avec une proportion variable de particules fines (silt et argile). La figure 5 présente la carte de la géologie des dépôts de surface extraite de la base de données SIGEOM.

Selon les rapports de forage préparés par BBA (2024), l'épaisseur des dépôts meubles dans la zone à l'étude varie entre 0,8 et 20,6 mètres.

Des valeurs de conductivité hydraulique allant de $2{,}9 \times 10^{-8}$ à $3{,}9 \times 10^{-6}$ m/s ont été mesurées par BBA (2024) dans des puits d'observation installés dans les dépôts meubles. La moyenne géométrique des valeurs des essais de perméabilité était de $1{,}1 \times 10^{-6}$ m/s (n = 8). Le tableau 1 présente les résultats des essais de type "*slug tests*" réalisés dans les dépôts meubles.

Figure 5 : Géologie des dépôts de surface. Extrait de SIGEOM

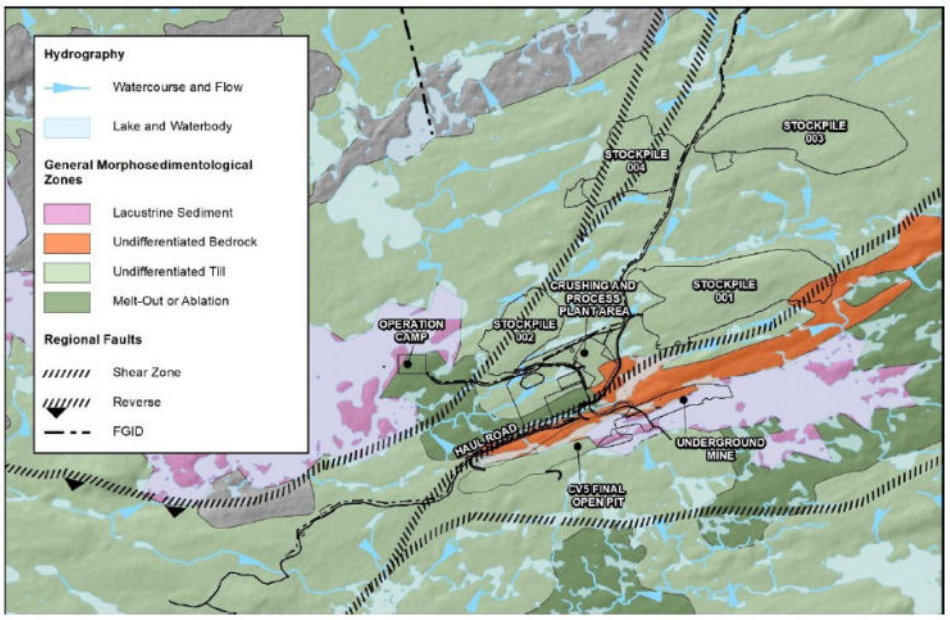


Tableau 1 : Conductivité hydraulique pour les puits d'observation installé dans les dépôts meubles (extrait de BBA, 2024)

Puits d'observation	Profondeur testée (m)	Conductivité hydraulique (m/s)
CV24-611A	5,91 - 12,65	$3,6X10^{-6}$
CV24-633A	3,00 - 10,55	$2,1X10^{-6}$
CV24-640A	13,56 - 18,75	$2,2X10^{-7}$
CV24-657	9,80 - 14,96	$6,7X10^{-7}$
CV24-658	1,85 - 4,34	$3,9X10^{-6}$
CV24-672	2,00 - 6,02	$3,6X10^{-6}$
CV24-673	3,30 - 5,54	$3,5X10^{-6}$
CV24-784	7,57 - 23,30	$2,9X10^{-8}$

4.2 Sédiments de fond de lac

BBA (2024) a réalisé neuf forages géotechniques sur la glace recouvrant le Lac 001. Chaque forage a été effectué jusqu'au roc, permettant ainsi d'évaluer la stratigraphie des dépôts meubles situés sous le lac aux emplacements forés. La figure 6 présente l'emplacement des forages. Une couche de silt ou d'argile a été observée au début du forage dans huit des neuf forages.

L'épaisseur observée de la couche d'argile ou de silt varie entre 0,1 et 2,44 m. Cette couche repose sur du till. L'épaisseur totale des dépôts meubles au site de forage varie entre 0,8 et 8,8 m (figure 7).

Figure 6 : Épaisseur des sédiments du fond du lac mesurée à partir des forages réalisés par BBA (2024) sur la glace du Lac 001

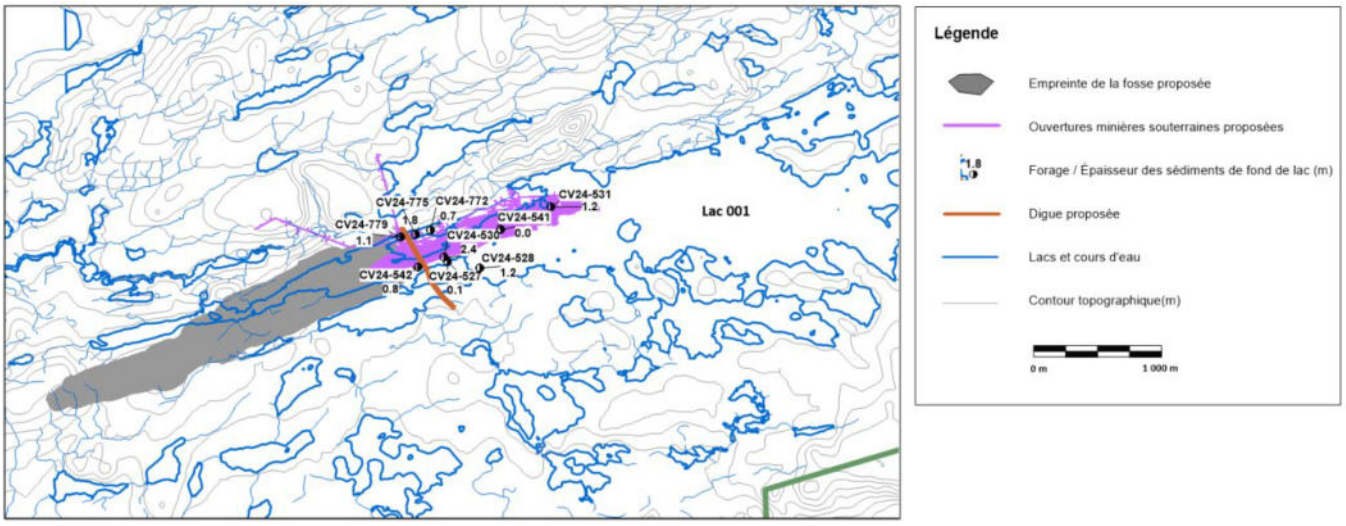
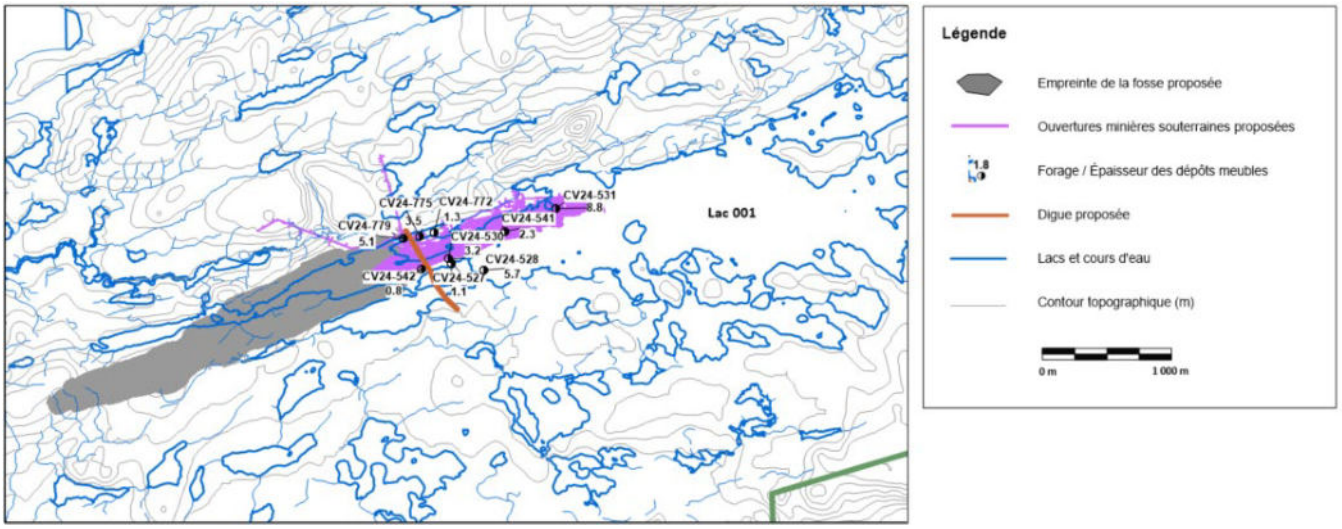


Figure 7 : Épaisseur des dépôts meubles mesurée à partir des forages réalisés par BBA (2024) sur la glace du Lac 001



4.3 Roc

4.3.1 Géologie

La propriété Shaakichiuwaanaan est située dans la Province archéenne du Supérieur du Bouclier canadien, qui s'étend du Manitoba au Québec, couvrant environ 750 000 km² de la province de Québec. Cette province est subdivisée en quatre sous-provinces distincte : Opatica, Nemiscau, Opinaca et La Grande, selon leurs caractéristiques lithologiques, métamorphiques, géophysiques et structurales. La propriété se trouve dans la portion centrale de la sous-province volcano-plutonique de La Grande, près de la limite sud avec la sous-province Opinaca.

Le groupe principal de claims de la propriété est principalement constitué de roches appartenant au Groupe de Guyer, incluant des amphibolites, des formations ferrifères, des roches volcaniques intermédiaires à mafiques, de la péridotite, de la pyroxénite, de la komatiite et des tufs volcaniques felsiques. Plusieurs dykes gabbroïques d'échelle régionale datant du Protérozoïque, tels que les dykes de Lac Spirt et de Senneterre, traversent certaines portions de la propriété. Les pegmatites à lithium, notamment celles des secteurs CV5 et CV13, sont principalement encaissées dans des amphibolites, des métasédiments et des ultramafiques mineurs du Groupe de Guyer.

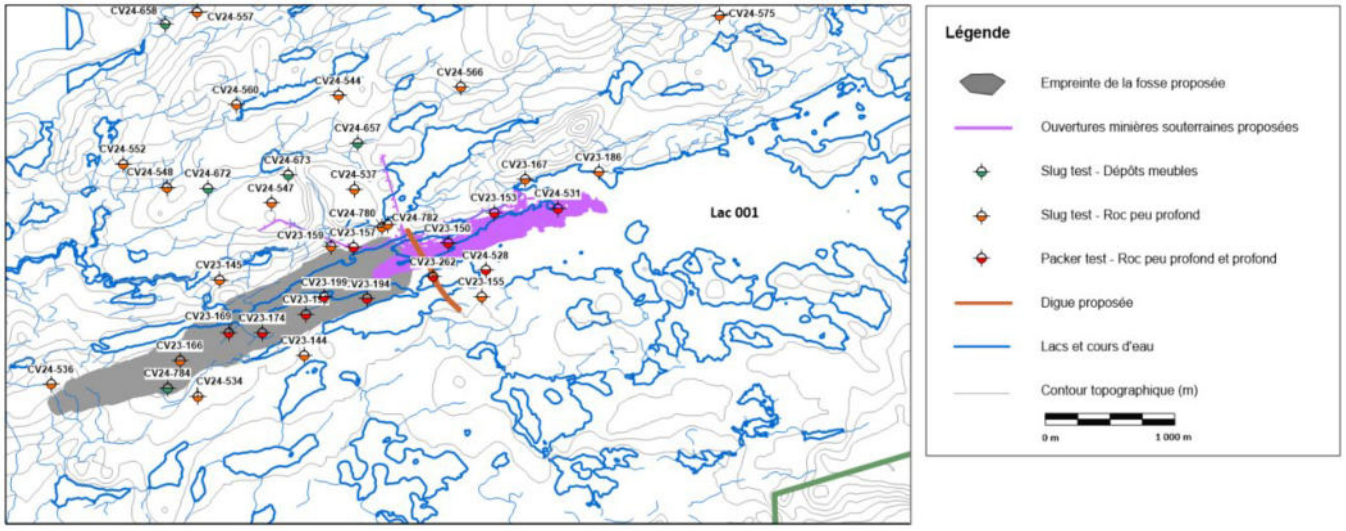
4.3.2 Roc peu profond

Le substratum rocheux peu profond est défini comme les 50 premiers mètres de roc sous le contact avec les dépôts meubles. BBA (2024) a réalisé 25 essais de type *slug test* dans des puits d'observation et des trous ouverts dans le substratum rocheux peu profond (tableau 2 et figure 8). Des valeurs de conductivité hydraulique comprises entre $4{,}3 \times 10^{-9}$ et $2{,}0 \times 10^{-6}$ m/s ont été mesurées dans les puits d'observation installés dans le substratum rocheux peu profond. La moyenne géométrique des valeurs obtenues lors des essais de perméabilité s'élève à $2{,}0 \times 10^{-7}$ m/s (n = 25)

Tableau 2 : Valeurs de conductivité hydraulique mesurées dans les puits d'observation et les trous ouverts installés dans le substratum rocheux peu profond (tiré de BBA, 2024).

Puits d'observation ou forage	Profondeur totale (m)	Conductivité hydraulique (m/s)
CV24-534	3,20 - 6,25	$8,5X10^{-8}$
CV24-536	4,80 - 5,99	$2,6X10^{-7}$
CV24-537	9,80 - 14,96	$4,3X10^{-9}$
CV24-544	9,80 - 14,95	$3,8X10^{-8}$
CV24-547	5,08 - 10,27	$6,1X10^{-7}$
CV24-548	8,42 - 14,84	$5,2X10^{-7}$
CV24-552	5,92 - 11,89	$1,3X10^{-7}$
CV24-553	2,00 - 5,64	$4,1X10^{-7}$
CV24-557	7,54 - 13,38	$7,3X10^{-7}$
CV24-560	1,60 - 4,67	$7,5X10^{-8}$
CV24-566	6,02 - 11,55	$4,0X10^{-7}$
CV24-569	6,92 - 12,78	$9,5X10^{-8}$
CV24-575	4,00 - 10,51	$6,8X10^{-7}$
CV24-588	13,0 -19,52	$3,1X10^{-7}$
CV24-594	2,70 - 7,93	$8,0X10^{-7}$
CV24-601	3,95 - 6,17	$6,6X10^{-7}$
CV24-608	6,05 - 13,29	$2,0X10^{-7}$
CV24-611	3,95 - 6,18	$3,4X10^{-7}$
CV24-624	5,76 - 12,5	$2,0X10^{-6}$
CV24-633	15,2 - 21,97	$1,4X10^{-8}$
CV24-640	16,72 -21,82	$3,4X10^{-8}$
CV24-780	2,18 - 9,12	$3,7X10^{-7}$
CV24-782	3,21 - 10,16	$2,6X10^{-7}$
CV23-167	5,0 – 25	$2,0X10^{-7}$
CV23-159	5,0 – 50	$4,6X10^{-7}$
CV23-145	5,0 – 50	$3,0X10^{-7}$
CV23-166	5,0 – 50	$1,2X10^{-7}$
CV23-144	5,0 – 25	$3,0X10^{-9}$
CV23-155	5,0 – 25	$2,8X10^{-6}$
CV23-186	5,0 – 50	$2,0X10^{-7}$

Figure 8 : Localisation des essais packers et des slug tests



4.3.3 Roc intermédiaire et profond

BBA (2025) a réalisé des profils d'essais avec obturateurs (packer test) dans 12 trous de forage, jusqu'à une profondeur maximale de 420 m sous la surface du sol. Un total de 54 essais a été effectué, et les résultats sont résumés au tableau 3.

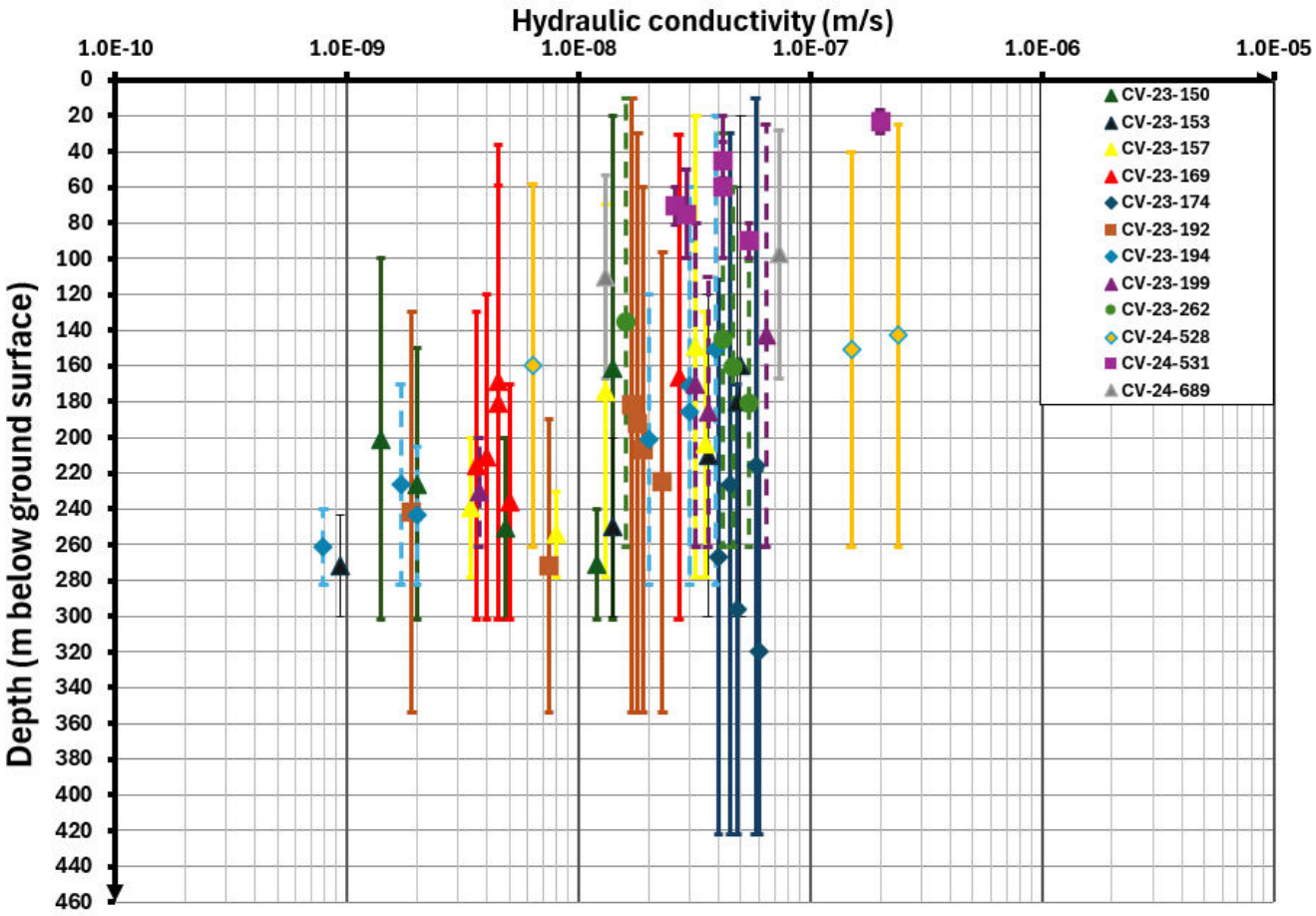
Tableau 3 : Résultats des essais packers (Extrait de BBA, 2024)

Forage	Intervalle (m)	Conductivité hydraulique (m/s)
CV-23-150	20 à 302	$1,4X10^{-8}$
CV-23-150	100 à 302	$1,4X10^{-9}$
CV-23-150	150 à 302	$2,0X10^{-9}$
CV-23-150	200 à 302	$4,8X10^{-9}$
CV-23-150	240 à 302	$1,2X10^{-8}$
CV-23-153	20 à 300	$5,0X10^{-8}$
CV-23-153	60 à 300	$4,8X10^{-8}$
CV-23-153	120 à 300	$3,6X10^{-8}$
CV-23-153	200 à 300	$1,4X10^{-8}$
CV-23-153	243 à 300	$9,3X10^{-10}$
CV-23-157	20 à 278	$3,4X10^{-8}$
CV-23-157	70 à 278	$2,8\ X10^{-8}$
CV-23-157	130 à 278	$3,5\ X10^{-8}$
CV-23-157	200 à 278	$4,6\ X10^{-9}$
CV-23-157	230 à 278	$5,0\ X10^{-9}$
CV-23-192	10 à 354	$1,8X10^{-8}$
CV-23-169	31 à 302	$2,7X10^{-8}$
CV-23-169	36 à 302	$4,5X10^{-9}$
CV-23-169	59 à 302	$4,5X10^{-9}$
CV-23-169	120 à 302	$4,0X10^{-9}$
CV-23-169	170 à 302	$5,0X10^{-9}$
CV-23-169	130 à 302	$3,6X10^{-9}$
CV-23-192	30 à 354	$1,7\ X10^{-8}$
CV-23-192	60 à 354	$1,8\ X10^{-8}$

CV-23-192	86 à 354	2,2 X10^{-8}
CV-23-192	130 à 354	1,9 X10^{-9}
CV-23-192	190 à 354	7,6 X10^{-9}
CV-23-194	20 à 282	3,9 X10^{-8}
CV-23-194	60 à 282	3,0 X10^{-8}
CV-23-194	90 à 282	3,0 X10^{-8}
CV-23-194	120 à 282	2,0 X10^{-8}
CV-23-194	170 à 282	1,7 X10^{-9}
CV-23-194	205 à 282	2,0 X10^{-9}
CV-23-194	240 à 282	7,9 X10^{-10}
CV-23-199	25 à 261	6,4 X10^{-8}
CV-23-199	80 à 261	3,2 X10^{-8}
CV-23-199	110 à 261	3,6 X10^{-8}
CV-23-199	200 à 261	3,7 X10^{-9}
CV-23-262	10 à 261	1,6 X10^{-8}
CV-23-262	30 à 261	4,2 X10^{-8}
CV-23-262	60 à 261	4,6 X10^{-8}
CV-23-262	101 à 261	5,4 X10^{-8}
CV-24-528	25 à 261	2,4 X10^{-7}
CV-24-528	40 à 261	1,5 X10^{-7}
CV-24-528	58 à 261	6,3 X10^{-9}
CV-24-531	16,86 à 30,07	2,0 X10^{-7}
CV-24-531	35 à 55	4,2 X10^{-8}
CV-24-531	60 à 80,7	2,6 X10^{-8}
CV-24-531	80 à 100	5,4 X10^{-8}
CV-24-531	50 à 100	2,9 X10^{-8}
CV-24-531	20 à 100	4,2 X10^{-8}
CV-24-689	28 à 167	7,3 X10^{-8}
CV-24-689	28 à 167	1,3 X10^{-8}

La figure 9 présente les résultats des essais packers en fonction de la profondeur. Il est constaté que les valeurs de conductivité hydraulique diminuent généralement avec la profondeur et demeurent faibles, se situant principalement dans l'ordre de grandeur de 10^{-8} à 10^{-9} m/s. La valeur la plus élevée mesurée est de $2,4 \times 10^{-7}$ m/s.

Figure 9 : Résultats des essais packers en fonction de la profondeur



Le tableau 4 présente les statistiques des essais packers par intervalle de profondeur. La moyenne géométrique de la conductivité hydraulique diminue avec la profondeur. Les moyennes géométriques pour les intervalles intermédiaires, soit entre 50–100 m et 100–150 m, sont respectivement de 2,0 × 10^{-8} m/s et 1,3 × 10^{-8} m/s. Pour les intervalles plus profonds, soit 150–200 m et 200 m et plus, les moyennes géométriques sont plus faibles, atteignant 4,8 × 10^{-9} m/s dans les deux cas.

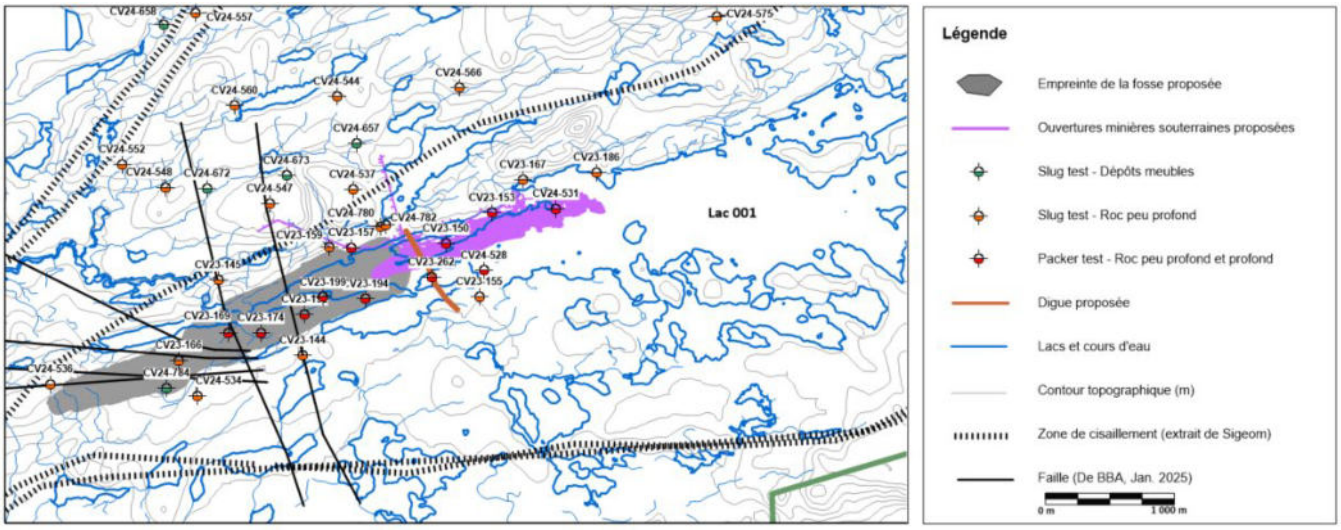
Tableau 4 : Statistiques des valeurs de conductivité hydraulique obtenues lors des essais packers

Intervalle (m)	Moyenne géométrique (m/s)	Valeur minimale (m/s)	Valeur maximale (m/s)	n
0-50 (peu profond)	3,7 X10^{-8}	4,5 X10^{-9}	2,4 X10^{-7}	19
50 – 100 (intermediaire)	2,0 X10^{-8}	1,4 X10^{-9}	5,4 X10^{-8}	14
100 -150 (intermediaire)	1,3 X10^{-8}	1,9 X10^{-9}	5,4 X10^{-8}	10
150 – 200 (profond)	4,8 X10^{-9}	1,7 X10^{-9}	4,8 X10^{-8}	5
200 et plus (profond)	4,8 X10^{-9}	7,9 X10^{-10}	6,0 X10^{-8}	6

4.3.4 Structures

En janvier 2025, BBA a identifié six failles verticales à proximité des fosses et des travaux souterrains. Le tracé de ces failles est présenté à la figure 10. Par ailleurs, trois zones de cisaillement ou failles ont été répertoriées dans la base de données SIGÉOM pour le secteur du projet, dont l'une est située au nord des fosses, comme illustré à la figure 10.

Figure 10 : Failles identifiées dans la zone à l'étude



Cinq essais hydrauliques ont été réalisés à proximité ou directement sur des failles interprétées (CV-23-144, CV-23-145, CV-23-166, CV-23-169 et C24-547). Tous ont révélé des valeurs de conductivité hydraulique faibles (≤ 10^{-7} m/s), en cohérence avec les observations effectuées sur l'ensemble du site. De plus, l'essai de pompage CV23-174, réalisé à l'emplacement d'une structure soupçonnée au moment des tests, a mis en évidence une faible perméabilité du substratum rocheux. Les résultats de cet essai de pompage sont présentés en détail à la section 4.4.

Les failles et zones de cisaillement illustrées à la figure 10 ont représentées dans le modèle en tant que fractures discrètes. Afin d'adopter une approche conservatrice, et ce malgré les résultats d'essais sur le terrain indiquant une faible perméabilité, une conductivité hydraulique équivalente à dix fois la valeur la plus élevée mesurée lors des essais avec obturateurs a été attribuée à ces structures. Par conséquent, une conductivité hydraulique de 2,4X10^{-6} m/s a été assignée aux failles représentées à la figure 10.

4.4 Essai de pompage

Un essai de pompage d'une durée de 6,5 jours a été réalisé par BBA en septembre 2024. Les données factuelles ainsi que l'interprétation de cet essai sont présentées en détail dans le rapport de BBA (2024).

Le forage CV24-696 a été utilisé comme puits de pompage (figure 11). Il s'agit d'un trou ouvert d'un diamètre de 15 cm et d'une profondeur de 100 m. Le débit de pompage a varié entre 26 et 40 L/min. Les niveaux d'eau souterraine ont été mesurés dans cinq forages, comme illustré à la figure 11.

Figure 11 : Localisation du puits de pompage et des puits d'observation

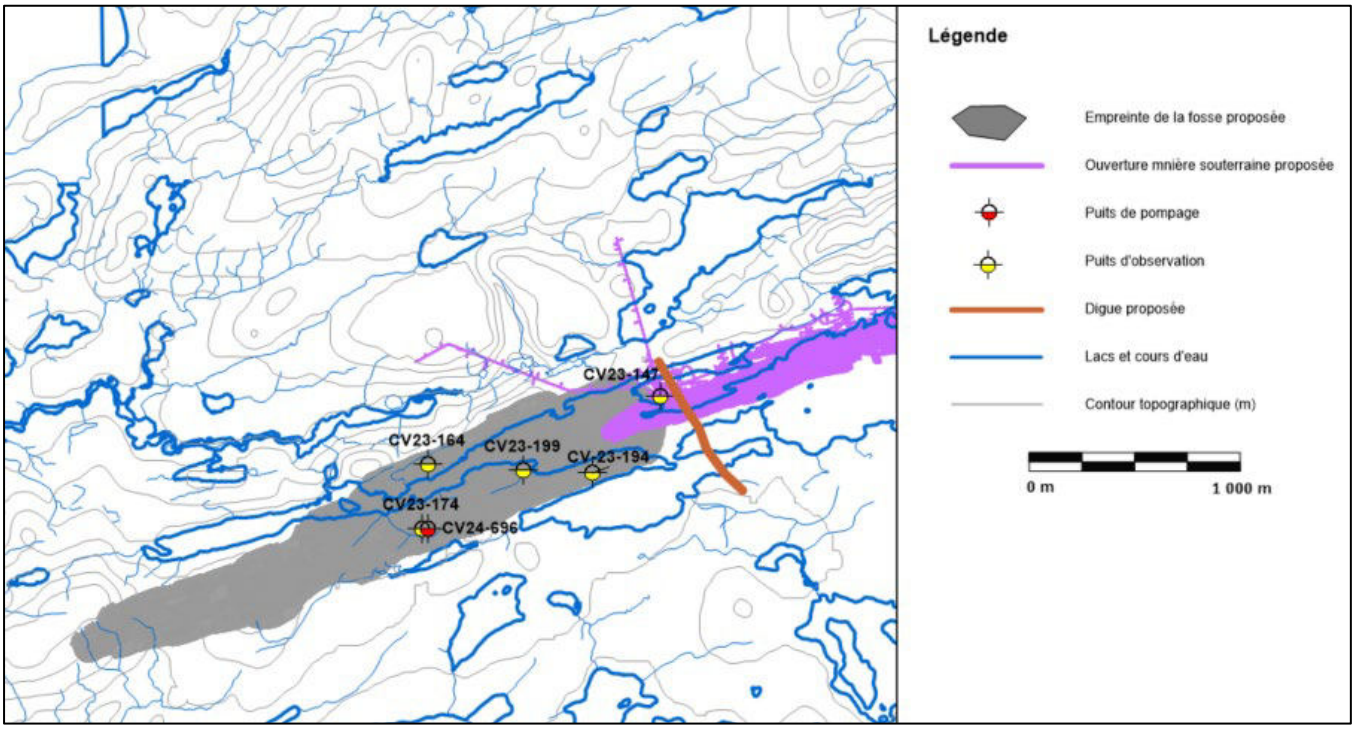


Figure 12 présente le rabattement du niveau d'eau souterraine enregistré au puits de pompage ainsi que le débit de pompage, tandis que la figure 13 illustre les mesures d'élévation de la nappe d'eau souterraine dans les puits d'observation. À la fin de l'essai, le rabattement au puits de pompage a atteint 76,45 m, avec l'apparition d'une limite négative (c'est-à-dire une augmentation du taux de rabattement) après 100 heures de pompage. Le pompage n'a eu un effet sur la nappe qu'au puits d'observation adjacent (CV23-174), où le rabattement mesuré est resté limité à seulement 0,3 m.

Le rabattement important observé au puits de pompage, malgré un débit moyen relativement faible de 30 L/min, combiné à un rayon d'influence limité et à la présence d'une limite négative, indique que la roche testée présente une faible perméabilité et un réseau de fractures peu développé. Les valeurs de transmissivité calculées par BBA (2024) à partir des données de l'essai de pompage varient entre 1,6 et 8,6 × 10^{-6} m²/s, tandis que la conductivité hydraulique est estimée entre 1,6 et 8,6 × 10^{-8} m/s, en considérant une profondeur de 100 m pour le puits de pompage.

Figure 12 : Rabattement aux puits de pompage CV24-696 et débit de pompage

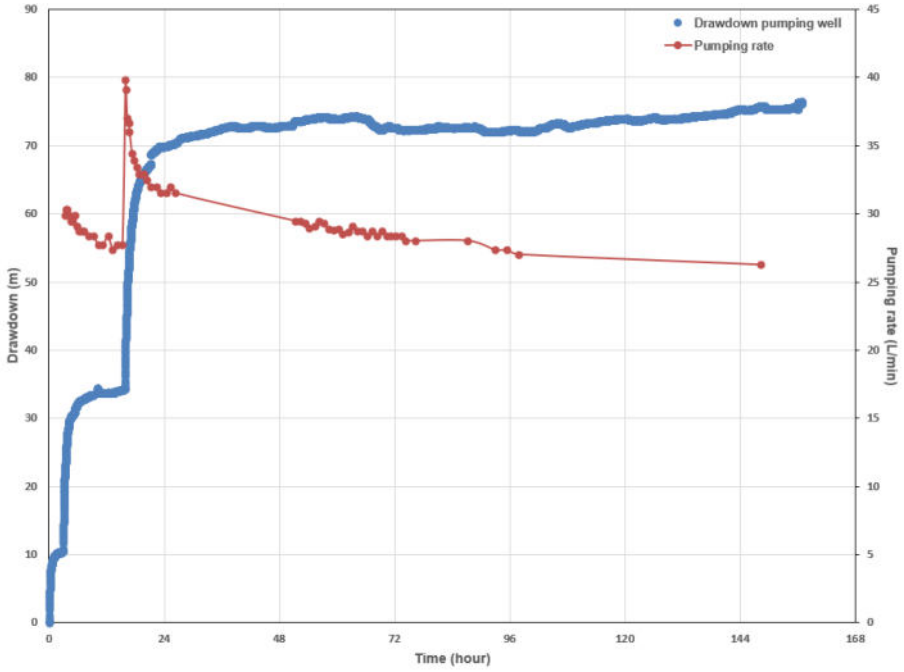
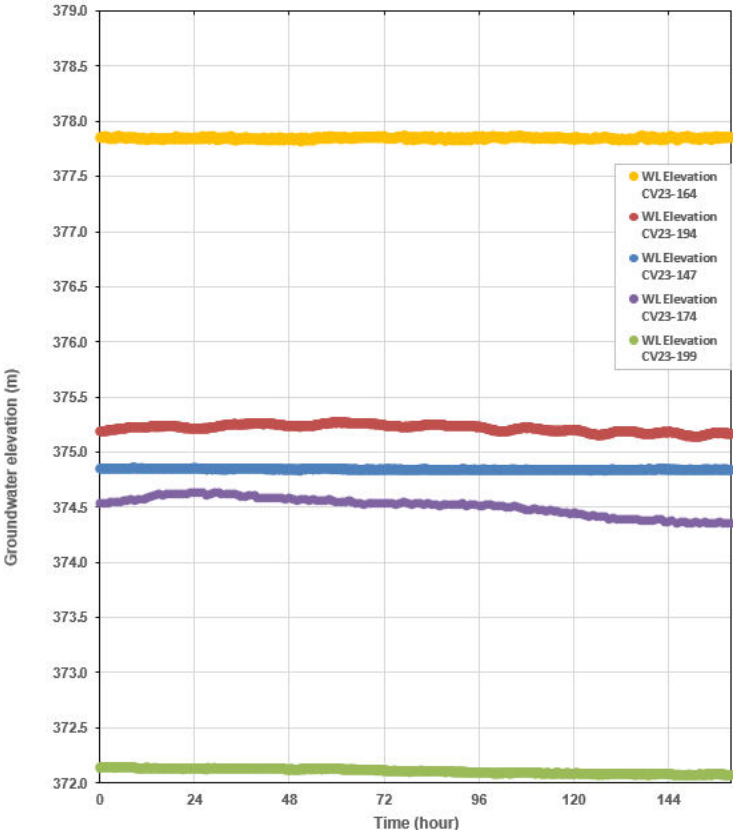


Figure 13 : Élévation de la nappe d'eau souterraine mesurée dans les puits d'observation durant l'essai de pompage

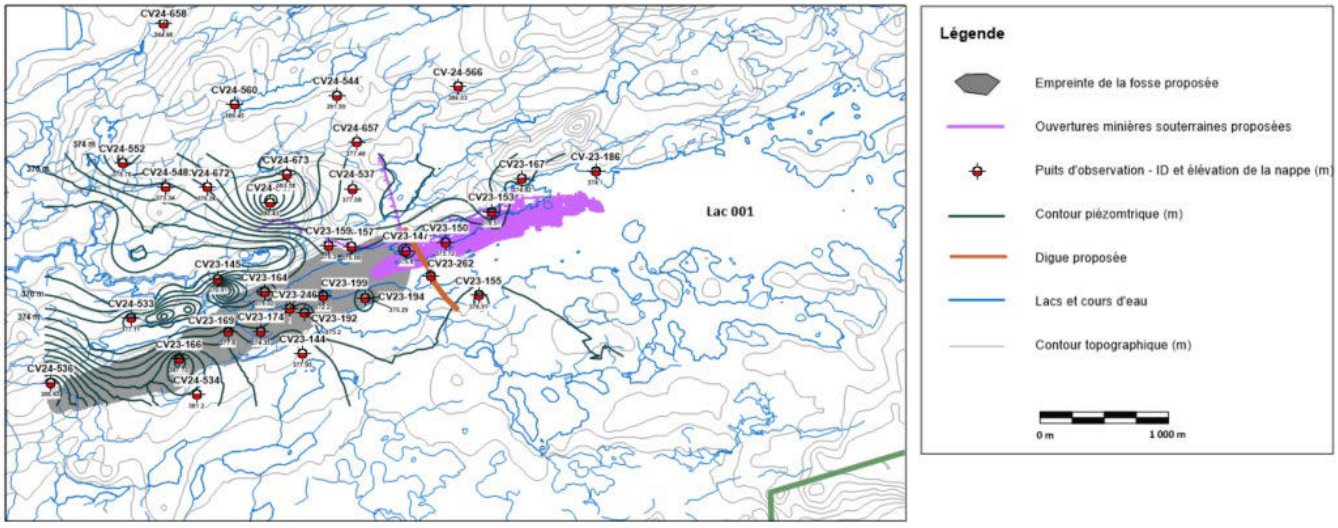


4.5 Conditions d'écoulement de l'eau souterraine

Entre juillet et octobre 2024, les niveaux d'eau souterraine ont été mesurés dans 20 puits d'observation et trous de forage d'exploration dans le secteur à l'étude. La profondeur jusqu'à la nappe d'eau souterraine varie de 0 à 8 mètres.

La figure 14 présente une carte piézométrique du secteur à l'étude. Les directions d'écoulement des eaux souterraines suivent la topographie et convergent vers le lac 001.

Figure 14 : Carte piézométrique du secteur à l'étude. Basée sur des mesures effectuées entre juillet et octobre 2024



4.6 Qualité de l'eau souterraine

BBA suit la qualité des eaux souterraines sur la propriété Shaakichiuwaanaan depuis 2023. La méthodologie détaillée ainsi que les résultats sont présentés dans le rapport de BBA (2024). Le tableau 5 résume les dépassements des critères de qualité des eaux souterraines établis par le MELCCFP. La qualité de l'eau souterraine en conditions de référence dépasse les critères de rejet dans les eaux de surface (RES) uniquement pour le cuivre, observé dans 2 des 23 puits échantillonnés.

Tableau 5 : Dépassements des critères de qualité des eaux souterraines du MELCCFP (en gris)

Paramètre	Critère de resurgence dans les eaux de surface (RES)
Arsenic	
Antimoine	
Cuivre	
Manganèse	
Molybdène	
Azote ammoniacale	
Sulfures	
Fluorures	

4. MODÉLISATION HYDROGÉOLOGIQUE

5.1 Approche

Le débit d'infiltration des eaux souterraines dans la fosse à ciel ouvert et la mine souterraine proposées a été évaluée à l'aide d'un modèle numérique 3D. Ce modèle, conçu pour représenter le système d'écoulement des eaux souterraines du site, repose sur le cadre conceptuel présenté dans les sections précédentes. Élaboré à l'aide du logiciel de simulation d'écoulement souterrain FEFLOW 8.0.4 (Finite Element Subsurface Flow System), développé par WASY Ltd (www.wasy.de), le modèle considère un milieu poreux équivalent pour représenter les dépôts meubles (milieu poreux) ainsi que la matrice rocheuse. Des fractures discrètes ont été intégrées afin de représenter les failles modélisées par BBA et celles documentées dans la base de données SIGÉOM.

Le modèle a été calibré en régime permanent afin de représenter les conditions actuelles d'écoulement des eaux souterraines, en comparant les niveaux d'eau simulés aux niveaux mesurés en 2024 ainsi que les débits d'étiage des cours d'eau calculé par WSP (2025) à partir de relevés de terrain. Les sections suivantes présentent la description du modèle hydrogéologique.

5.2 Maillage et paramètres

5.2.1 Maillage

Le domaine de modélisation couvre environ 8 km dans le sens nord-sud (figure 15) et 11 km dans le sens est-ouest, avec une épaisseur moyenne de 620 m. Il est centré sur l'emplacement du projet minier. Le maillage du domaine a été discrétisé en 518 520 éléments triangulaires répartis sur 11 couches. La taille des éléments triangulaires varie de 50 à 100 m, les plus petits étant concentrés dans les zones correspondant à l'empreinte de la fosse et aux travaux souterrains projetés. Ce raffinement local du maillage améliore la précision numérique et la stabilité dans les régions où des variations importantes du niveau piézométrique sont anticipées, tout en offrant la flexibilité nécessaire pour l'attribution des conditions aux limites. Des éléments de plus grande taille ont été utilisés dans les autres secteurs du modèle, plus éloignés des zones minières projetées et de leurs abords immédiats.

Les données topographiques ont été obtenues à partir du levé LiDAR fourni par Patriot Battery Metals. La figure 16 présente une coupe nord-sud des unités hydrostratigraphiques modélisées dans le secteur de la fosse à ciel ouvert projetée. Les couches 1 et 2 correspondent respectivement aux unités hydrostratigraphiques des dépôts meubles et du roc peu profond. L'épaisseur de la couche 1 a été déterminée à partir des données d'interpolation de l'épaisseur des dépôts de surface, tandis que celle de la couche 2 a été fixée à 50 m. Au-delà de cette profondeur, les résultats des essais packers indiquent une tendance à la baisse de la conductivité hydraulique du roc. Les couches 3 à 5 représentent l'unité de roc intermédiaire, alors que les couches 6 à 11 correspondent à l'unité de roc profond.

Figure 15 : Maillage d'éléments finis et conditions limites

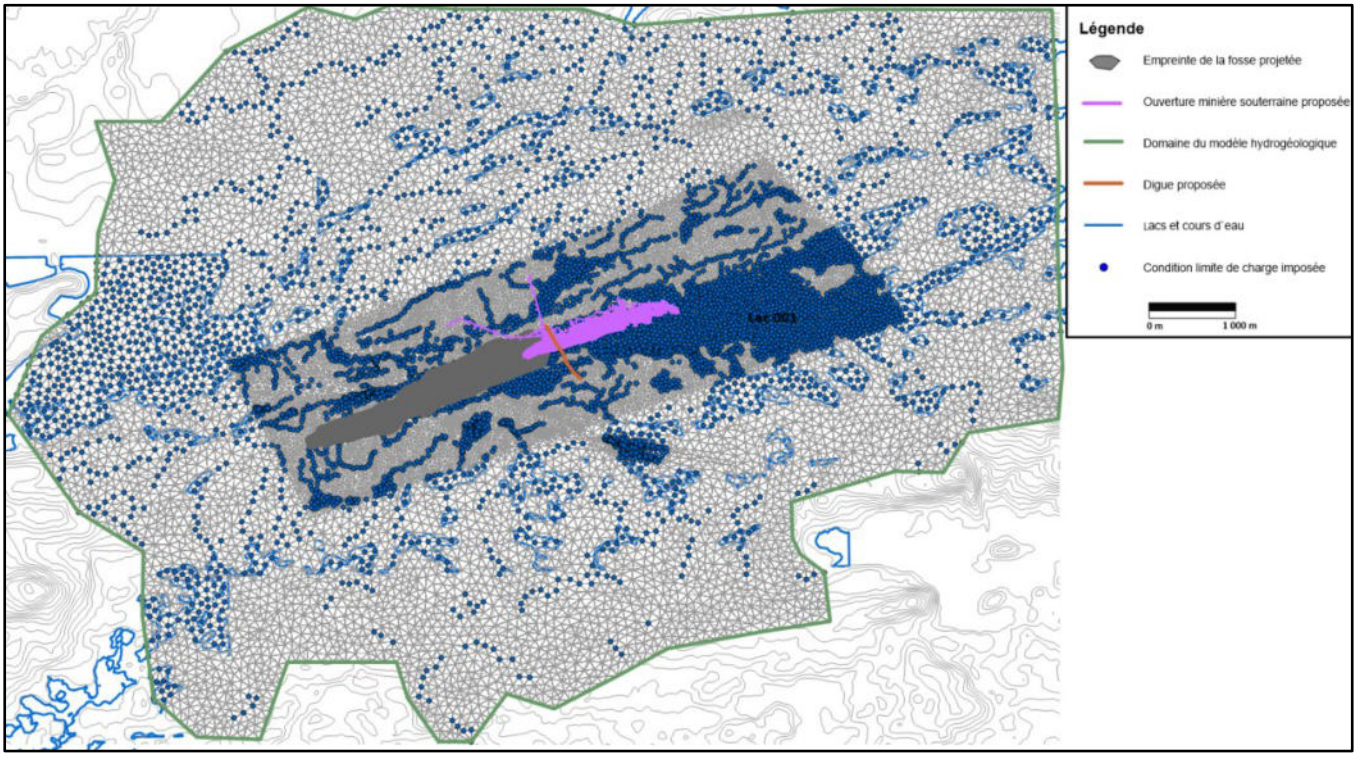
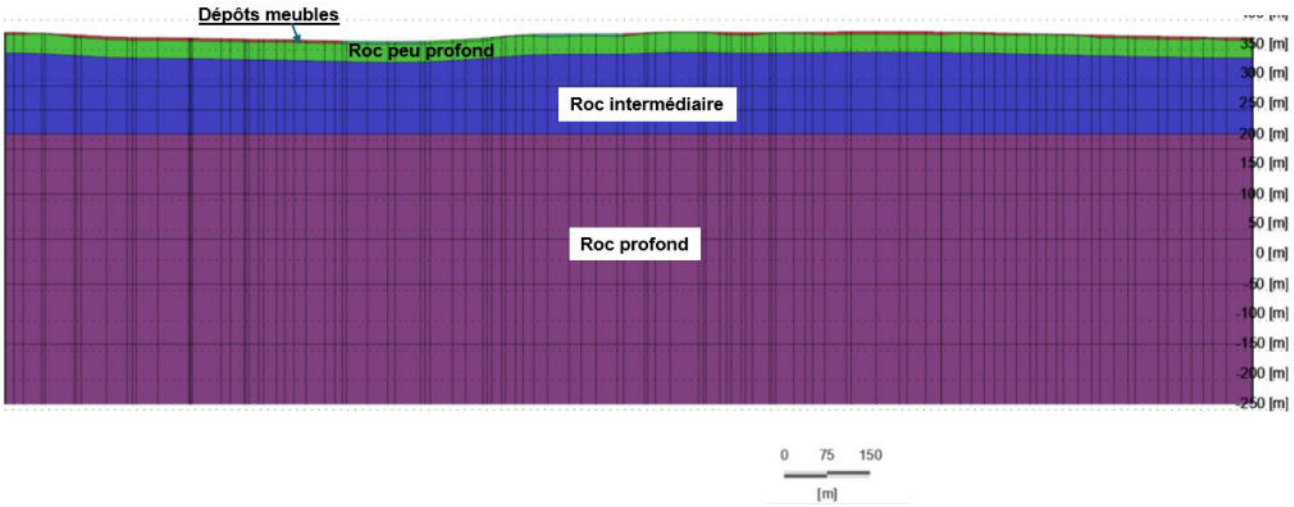


Figure 16 : Vue en coupe nord-sud du maillage par éléments finis dans le secteur de l'empreinte de la fosse à ciel ouvert projetée.



5.2.2 Paramètres

Le tableau 6 présente les paramètres hydrauliques attribués aux unités hydrostratigraphiques pour le cas de base calibré. Ces paramètres incluent la conductivité hydraulique horizontale et verticale, la capacité spécifique d'emmagasinement et la porosité de drainage.

La valeur de conductivité hydraulique horizontale attribuée aux dépôts meubles est de $7{,}5 \times 10^{-6}$ m/s, représentant une valeur intermédiaire dans l'intervalle des mesures. Afin de tenir compte des sédiments de fond de lac composés de limon et d'argile, une conductivité hydraulique de 1×10^{-7} m/s a été appliquée à la première couche du modèle sous les lacs. Cette valeur estimée est représentative de ce type de matériaux.

Les valeurs de conductivité hydraulique du roc ont été attribuées en fonction de la profondeur, sur la base des résultats d'essais packers, d'essais de type slug et d'essais de pompage. Une conductivité hydraulique de $2{,}5 \times 10^{-7}$ m/s a été assignée au roc peu profond (0–50 m à partir du contact avec les dépôts meubles), tandis que le roc intermédiaire (50–150 m) a une valeur de 2×10^{-8} m/s. Pour le roc profond (150 m et plus), une conductivité hydraulique de 6×10^{-9} m/s a été appliquée. Ces valeurs se situent dans l'intervalle des mesures présentées aux sections 4.3.2 et 4.3.3. De plus, une conductivité hydraulique de $2{,}4 \times 10^{-6}$ m/s a été attribuée à toutes les zones de faille identifiées sur le site, soit un ordre de grandeur supérieur à la valeur maximale mesurée lors des essais packers. Cette approche prudente a été adoptée en raison du fait que toutes les zones de faille du site n'ont pas été testées, assurant ainsi une estimation prudente des infiltrations d'eau souterraine vers les ouvertures minières.

Les valeurs typiques de capacité spécifique d'emmagasinement et de porosité de drainage représentatives de ces différentes unités ont été obtenues à partir de la littérature (Todd, 1980 ; Anderson et Woessner, 1991).

Tableau 6 : Paramètres hydrauliques attribués au modèle d'écoulement des eaux souterraines

Unité hydrostratigraphique	Conductivité hydraulique horizontale (Kh m/s)	Conductivité hydraulique verticale (Kv m/s)	Emmagasinement spécifique (1/m)	Porosité de drainage
Sédiments de fond de lac	$1{,}0X10^{-7}$	$1{,}0X10^{-7}$	$1{,}0X10^{-4}$	0,1
Dépôts meubles	$7{,}5X10^{-6}$	$7{,}5X10^{-6}$	$1{,}0X10^{-5}$	0,2
Roc eu profond (intervalle 0-50 m)	$2{,}5X10^{-7}$	$2{,}5X10^{-7}$	$2{,}5X10^{-7}$	0,01
Roc intermédiaire (intervalle 50-150 m)	$2{,}0X10^{-8}$	$2{,}0X10^{-8}$	$5{,}0X10^{-6}$	0,01
Roc profond (150 m et plus bas)	$6{,}0X10^{-9}$	$6{,}0X10^{-9}$	$5{,}0X10^{-6}$	0,01
Failles	$2{,}4X10^{-6}$	$2{,}4X10^{-6}$	$5{,}0X10^{-6}$	0,01

5.2.3 Conditions limites

Recharge

Le taux annuel potentiel de recharge des eaux souterraines pour l'ensemble du secteur a été estimé en fonction de facteurs tels que la pente, les caractéristiques des dépôts meubles et les normales climatiques présentées à la section 3.2, selon l'étude de base hydrologique réalisée par Atkins Réalis (2025), en utilisant la relation suivante

Recharge = Precipitations – Ruissellement –Evapotranspiration réelle

La précipitation annuelle totale est de 772 mm. Le ruissellement, estimé à 13 %, a été calculé à l'aide d'une formule basée sur l'approche décrite dans le *Manuel de conception des ponceaux* (MTQ, 2004), qui attribue des coefficients de ruissellement selon la texture des sols et les applique aux précipitations pour déterminer la composante de ruissellement du bilan hydrique. L'évapotranspiration réelle annuelle moyenne a été déterminée à l'aide de la formule de Thornthwaite, donnant un résultat de 416 mm/an. La recharge annuelle a été estimée à 255 mm/an.

Lacs et cours d'eau

Les lacs, rivières et ruisseaux ont été définis comme des conditions aux limites à charge constante (figure 14). La valeur attribuée à la condition aux limites correspond à l'altitude du sol au nœud représentant le lac, les ruisseaux ou la rivière. L'altitude du Lac 001 a été fixée à 373 m (Atkins Réalis, 2025a).

Limites à flux nul

La base du modèle ainsi que les limites nord et sud ont été définis comme des conditions aux limites à flux nul. Les limites est et ouest correspondent aux lignes de partage des eaux.

Ouvertures minières

La géométrie de la fosse et les travaux de la mine souterraine utilisés dans le modèle pour les simulations prédictives sont basés sur un fichier DXF 3D fourni par GMining en avril 2025. Des conditions aux limites de type

seepage nodes ont été attribuées aux nœuds situés dans le polygone de la fosse à ciel ouvert proposée et dans la mine souterraine afin de tenir compte de l'entrée d'eau souterraine dans ces infrastructures.

5.3 Calibration

Le modèle a été calibré afin de reproduire les mesures piézométriques enregistrées en conditions statiques dans l'ensemble des piézomètres lors de la campagne de 2024 (BBA, 2024). Dans un premier temps, la conductivité hydraulique de chaque unité a été ajustée tout en veillant à ce qu'elle demeure dans l'intervalle des valeurs mesurées sur le terrain. La recharge a ensuite été affinée afin d'améliorer davantage la calibration. Celle-ci a été jugée satisfaisante lorsque les écarts entre les données mesurées et calculées ne pouvaient plus être réduits sans introduire des conditions aux limites dépourvues de justification physique ou interprétative

La figure 17 et le tableau 7 illustrent la corrélation entre les niveaux d'eau souterraine mesurés et ceux calculés par le modèle pour les piézomètres du site. On observe, à partir du graphique ci-dessous, qu'en conditions statiques, les niveaux simulés sont légèrement supérieurs aux niveaux mesurés, avec une erreur moyenne de -0,5 m. Néanmoins, la racine carrée moyenne normalisée (NRMS) de 6,1 % indique que le modèle représente adéquatement les conditions d'écoulement des eaux souterraines. Les statistiques de calibration sont présentées au tableau 8.

Il est normal d'observer des écarts entre les niveaux d'eau souterraine calculés par le modèle et ceux mesurés sur le terrain, puisque le système géologique réel est beaucoup plus complexe que l'idéalisation représentée par le modèle.

Figure 17 : Corrélation entre les niveaux d'eau calculés et les niveaux mesurés en conditions statiques

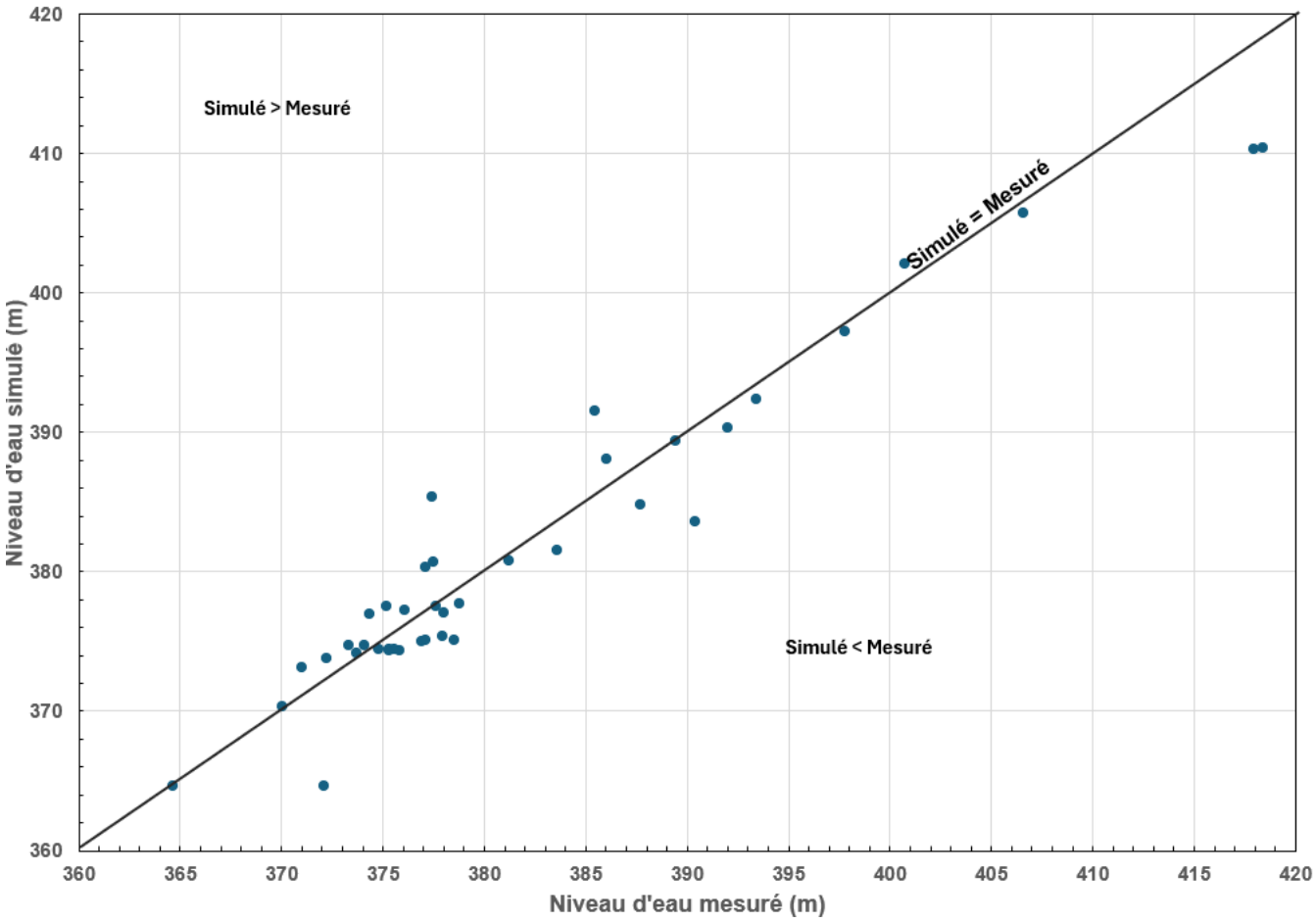


Tableau 7 : Niveaux d'eau calculés et mesurés dans les piézomètres

Puits d'observation	Niveau d'eau mesuré (m)	Niveau d'eau simulé (m)	Puits d'observation	Niveau d'eau mesuré (m)	Niveau d'eau simulé (m)
CV23-153	378,51	375,11	CV24-536	377,4	385,33
CV23-150	373,72	374,19	CV24-537	377,08	380,30
CV23-147	375,80	374,39	CV24-544	391,99	390,33
CV23-194	375,29	374,45	CV24-547	390,43	383,59
CV23-199	372,20	373,80	CV24-548	373,34	374,74
CV23-192	375,20	377,53	CV24-552	378,78	377,74
CV23-174	374,35	376,99	CV24-553	372,08	364,64
CV23-169	377,60	376,97	CV24-557	371,03	373,17
CV23-164	378,02	377,49	CV24-560	389,45	389,34
CV23-157	375,59	377,03	CV-24-566	386,03	388,10
CV23-167	374,82	374,44	CV24-569	393,43	392,38
CV23-159	375,3	374,38	CV24-575	400,77	402,05
CV23-145	370,01	370,30	CV24-588	406,58	405,69
CV23-166	387,72	384,78	CV24-594	397,76	397,24
CV23-144	377,95	375,41	CV24-601	385,48	391,56
CV23-155	376,91	374,98	CV24-640	417,93	410,31
CV-23-186	374,1	374,70	CV24-640A	418,42	410,34
CV24-533	377,11	375,13	CV24-657	377,48	380,70
CV24-534	381,2	380,75	CV24-658	364,66	364,67
CV24-673	383,58	381,49	CV24-672	376,06	377,26

Tableau 8 : Statistiques de calibration

Statistics	Value
Erreur absolue	-0,50 m
Erreur moyenne absolue	2,32 m
Erreur quadratique normalisée (RMS)	3,26 m
RMS normalisé	6,1 %

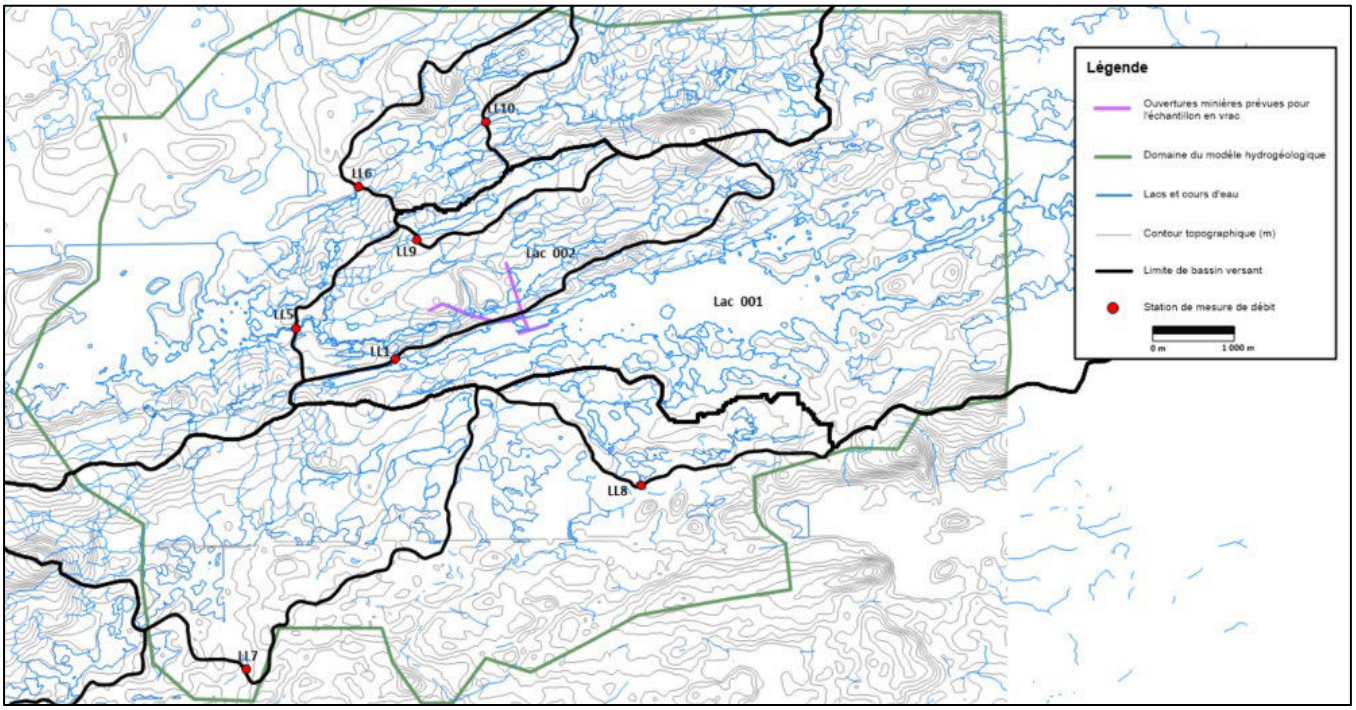
Les débits de base des lacs et des ruisseaux présents sur le site ont été vérifiés et comparés aux données de terrain obtenues pour des périodes de retour de 2 et 5 ans, telles que définies par WSP (2025). Le tableau 9 présente une comparaison entre les apports en eau souterraine simulés (débits de base) vers les plans d'eau et les débits d'étiage annuel et estival calculés par WSP (2025) pour ces mêmes périodes de récurrence. Les valeurs indiquées au tableau 9 sont exprimées en débit par hectare, normalisées en fonction de la superficie du bassin versant, puisque le domaine couvert par le modèle hydrogéologique ne correspond pas à l'intégralité de certains bassins versants, notamment celui du Lac 001.

De manière générale, les apports en eau souterraine simulés vers les lacs et les ruisseaux sont comparables aux plages de valeurs des débits d'étiage calculés.

Tableau 9 : Comparaison entre les débits d'étiage mesurés normalisés par la superficie du bassin versant (WSP, 2025) et les débits de base simulés aux exutoires des lacs du secteur

Station de mesure	Superficie du bassin versant (km²)	Débit de base simulé normalisé (m³/j/ha)	Q2-7 normalisé mesuré (m³/j/ha)	Q10-7 normalisé mesuré (m³/j/ha)	Q5-30 normalisé mesuré (m³/j/ha)
LL1 (Lac 01 + cours d'eau amont)	108	1,97	2,50	1,35	1,94
LL5 (Lac 05 + cours d'eau amont)	116	1,97	2,50	1,35	1,94
LL6 (Lac 06 + cours d'eau amont)	12,2	1,62	1,42	0,71	0,92
LL7 (Lac 07 + cours d'eau amont)	11,9	1,40	1,45	0,83	0,94
LL8-B (Lac 08 + cours d'eau amont)	1,63	2,09	1,59	0,53	1,06
LL9 (Lac 09 + cours d'eau amont)	1,01	0	1,71	0,86	0,86

Figure 18 : Limites de bassin versant et station de mesure de débit des cours d'eau (WSP 2025)



5.4 Analyse de sensibilité

Cette section vise à fournir des informations supplémentaires sur les simulations réalisées dans le cadre du processus itératif de calibration du modèle d'écoulement des eaux souterraines. Les résultats sont présentés sous forme d'une analyse de sensibilité des paramètres de conductivité hydraulique du roc et des dépôts meubles, ainsi que de la recharge (tableau 10).

Les résultats de l'analyse de sensibilité réalisée à l'aide du modèle représentant les conditions actuelles sont présentés au tableau 11. Cette analyse démontre que le modèle est sensible aux variations de la conductivité hydraulique du roc encaissante. Parmi les simulations effectuées, l'analyse de sensibilité confirme que l'ensemble de paramètres du modèle calibré offre la meilleure concordance entre les taux d'infiltration mesurés dans la mine et les niveaux d'eau souterraine enregistrés dans les piézomètres du site.

Le scénario de sensibilité 6 a été élaboré afin d'évaluer l'impact des changements climatiques sur les résultats du modèle. Selon le profil climatique préparé par Ouranos, les précipitations annuelles moyennes pourraient augmenter jusqu'à 12 % d'ici 2060 par rapport à la moyenne actuelle. Pour tenir compte de cet impact potentiel, les taux de recharge ont été augmentés de 20 % dans ce scénario, afin d'observer un effet notable sur les résultats du modèle. Les résultats des scénarios de sensibilité 6 et 7 indiquent que les variations des taux de recharge ont un impact limité sur les sorties du modèle.

Tableau 10 : Paramètres considérées lors de l'analyse de sensibilité

Simulation	Paramètres modifiées
Sensibilité 1	K roc encaissant X 5
Sensibilité 2	K roc encaissant X 2
Sensibilité 3	K roc encaissant / 5
Sensibilité 4	K failles X5
Sensibilité 5	K failles /5
Sensibilité 6	Recharge X 20%
Sensibilité 7	Recharge / 20%
Sensibilité 8	K dépôts meubles X 5
Sensibilité 9	K dépôts meubles / 5
Sensibilité 10	K sediments de fond de lac X5

Tableau 11 : Résultats de l'analyse de sensibilité

Simulation	RMS normalisé (%)	Erreur moyenne (m)
Modèle calibré	6,1	-0,50
Sensibilité 1	9,2	-2,12
Sensibilité 2	6,9	-1,03
Sensibilité 3	5,7	0,11
Sensibilité 4	6,0	-0,51
Sensibilité 5	6,1	-0,45
Sensibilité 6	5,8	-0,18
Sensibilité 7	6,5	-0,83
Sensibilité 8	11,2	-2,73
Sensibilité 9	6,2	0,48
Sensibilité 10	6,1	-0,51

4.5 Infiltration d'eau souterraines dans la fosse et la mine souterraine

Des simulations prédictives ont été réalisées afin d'estimer le taux d'infiltration des eaux souterraines dans la fosse à ciel ouvert et la mine souterraine proposées. Les débits présentés dans cette section correspondent à l'infiltration gravitaire des eaux souterraines dans ces ouvertures minières, lesquelles ont été définies à partir d'un fichier DXF fourni en avril 2025.

L'évaluation de l'infiltration des eaux souterraines a été réalisée selon five scénarios:

- **Cas de base**, qui intègre les paramètres calibrés présentés à la section 5.2.2. Les résultats de cette simulation sont considérés comme prudents et les plus appropriés pour la planification de la gestion de l'eau.
- **Simulation de sensibilité 1**: Ne tient pas compte d'une augmentation de la conductivité hydraulique verticale du pilier de surface.
- **Simulation de sensibilité 2**: Sans les failles.
- **Simulation de sensibilité 3**: Dans lequel les taux de recharge ont été augmentés de 20 % afin de représenter cet impact potentiel et d'évaluer son effet sur les résultats du modèle.
- **Simulation de sensibilité 4**: Inclusion d'une faille verticale hypothétique traversant le pilier de surface jusqu'au lac, en conservant les mêmes propriétés que les autres failles prises en compte dans le modèle.

Le tableau 12 présente les résultats du calcul du débit d'infiltration des eaux souterraines dans la fosse proposée et la mine souterraine à différentes périodes. L'infiltration des eaux souterraines dans la fosse augmente progressivement au fil du temps, atteignant 3 200 m³/jour à la fin du projet en 2049. Une tendance similaire est observée pour la mine souterraine, où l'infiltration atteint 4 900 m³/jour en 2049.

Le tableau 13 présente les résultats d'infiltration des eaux souterraines issus de l'analyse de sensibilité. Dans la Simulation de Sensibilité 1, en supposant que la conductivité hydraulique verticale du pilier de surface est équivalente à celle de la roche encaissante environnante, l'infiltration des eaux souterraines dans la mine souterraine diminue de 1 500 m³/jour par rapport au scénario de base. Cela confirme que l'hypothèse d'une augmentation par un facteur 10 de la conductivité hydraulique verticale du pilier de surface dans le scénario de base, s'étendant jusqu'au contact entre la roche mère et les dépôts meubles, constitue une estimation conservatrice.

Dans la Simulation de Sensibilité 2, en supposant que les failles sont hydrauliquement actives dans le modèle, l'infiltration des eaux souterraines dans la fosse diminue à 1 600 m³/jour en 2049 par rapport au scénario de base. Cela confirme que l'hypothèse d'une conductivité hydraulique des failles dix fois supérieure à la valeur la plus élevée mesurée lors des essais au packer constitue une hypothèse conservatrice.

La Simulation de Sensibilité 3, dans laquelle les taux de recharge ont été augmentés de 20 % afin de tenir compte de cet impact potentiel et d'évaluer son effet sur les résultats du modèle, n'indique pas une augmentation significative de l'infiltration des eaux souterraines dans la fosse et les ouvertures minières souterraines.

Enfin, la Simulation de Sensibilité 4 montre que l'inclusion d'une faille verticale traversant le pilier de recouvrement, en conservant les mêmes propriétés que les autres failles prises en compte dans le modèle, entraîne une augmentation de l'infiltration des eaux souterraines dans les ouvertures minières souterraines de 900 m³/jour en 2049.

Tableau 12 : Calcul des infiltrations d'eau souterraines – Cas de base

Année	Infiltration d'eau souterraine dans la fosse (m^3/jour)	Infiltration d'eau souterraine dans la mine souterraine (m^3/jour)
2032	1 200	2 600
2036	1 800	3 200
2040	2 600	4 300
2044	2 900	4 600
2049	3 200	4 900

Tableau 13 : Calcul des infiltrations d'eau souterraines – Analyse de sensibilité

	Infiltration d'eau souterraine dans la fosse (m^3/jour) – année 2049	Infiltration d'eau souterraine dans la mine souterraine (m^3/jour) – année 2049
Cas de base	3 200	4 900
Sensibilité 1	3 300	3 400
Sensibilité 2	1 600	4 500
Sensibilité 3	3 400	5 000
Sensibilité 4	3 200	5 800

5.6 Rabattement de la nappe d'eau souterraine et réduction du débit des cours d'eau

La figure 19 illustre les courbes simulées de rabattement de la nappe d'eau souterraine au contact du roc, à la fin de la période d'exploitation de la fosse et de la mine souterraine en 2049. Les contours de rabattement supérieur à 1 m s'étendent sur 1 300 m vers le sud-est de l'empreinte e la fosse, 1 100 m vers le nord-ouest et vers le sud-est de l'empreinte de la fosse. Les lacs 001, L2, L3, L5, L7, L9, L10, L12, L61, L72, L39, L40, L516, L517, L522 et L523 sont situés à l'intérieur de la zone de rabattement de la nappe d'eau souterraine.

Le modèle numérique a permis d'estimer la diminution potentielle du débit de base des lacs attribuable au rabattement de la nappe d'eau souterraine, tel qu'illustré au tableau 14. Le débit de base correspond aux apports en eau souterraine vers un cours d'eau. Les pourcentages de réduction ont été évalués en fonction des débits de base initiaux ainsi que du débit moyen annuel, selon les conditions simulées à la fin du projet minier (2049).

Pour les lacs situés au nord de la fosse projetée, la réduction du débit moyen se situe entre 0,7 % et 5,7 %. Les lacs dont le bassin versant est de grande superficie (Lacs 01, 7 et 10) présentent une baisse potentielle du débit

de base estimée à 10,3 %, 12,2 % et 12,4 % respectivement. En revanche, les lacs avec un bassin versant plus restreint (Lacs 2, 3, 5, 9, 12 et 61) affichent une diminution potentielle du débit de base allant de 29,1 % à 76,7 %. La diminution du débit de base pour le lac 9, dont le bassin versant est particulièrement petit, pourrait atteindre 100 %.

La diminution potentielle du débit des lacs situés au sud de la fosse projetée (L39, 40, 516, 517, 522 et 523) est plus marquée, car il s'agit de lacs de tête localisés à l'extrémité amont du bassin versant de la station de jaugeage LL7, à l'exception du lac 40, qui appartient au bassin versant adjacent. La réduction estimée du débit moyen pour ces lacs varie entre 8,1 % et 19,2 %, tandis que celle du débit de base se situe entre 82,4 % et 100 %.

Pour analyser les effets potentiels du rabattement de la nappe d'eau souterraine sur les lacs, il faut mettre en perspective la composante eau souterraine par rapport aux autres éléments du bilan hydrologique d'un lac. L'ampleur des effets du rabattement de la nappe sur les lacs dépend de l'importance relative des infiltrations d'eau souterraine par rapport aux autres composantes du bilan hydrologique. Par exemple, les effets du rabattement de la nappe d'eau souterraine sur un lac en condition naturelle pourraient être peu significatifs si le débit d'infiltration d'eau souterraine vers le lac est minime par rapport aux apports en eau de ruissellement et en eau de précipitation directe.

Figure 19 : Zone de rabattement de la nappe d'eau souterraine au toit du roc à la fin du projet minier - 2049

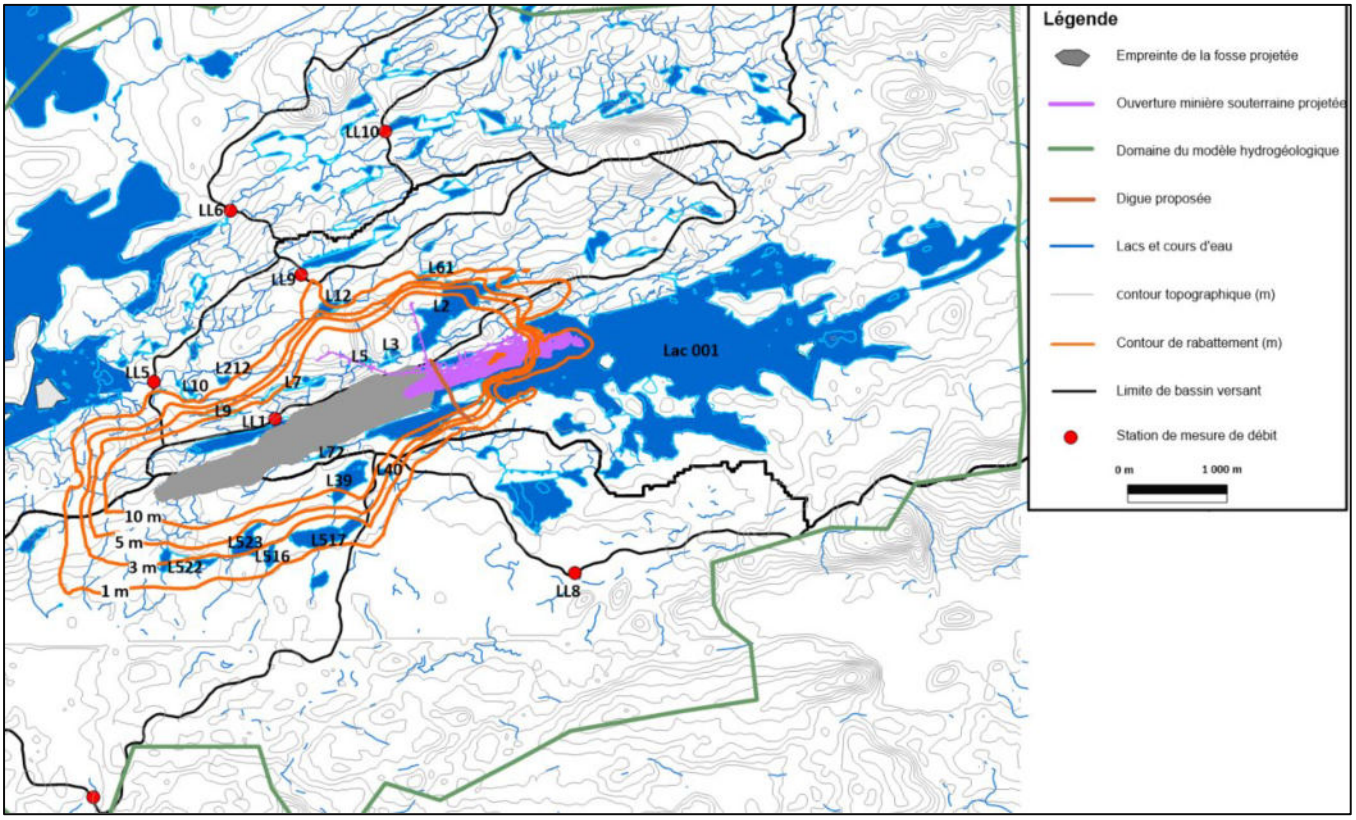


Tableau 14 : Comparaison entre les débits d'étiage mesurés normalisés par la superficie du bassin versant (WSP, 2025) et les débits de base simulés aux exutoires des lacs du secteur

Lac	Superficie du bassin versant (km^2)	% de réduction par rapport au débit de base	% de réduction par rapport au débit moyen
Lac 001	108	10,3	1,9
Lac 2	3,68	40,9	2,0
Lac 3	3,72	42,7	2,1
Lac 5	3,85	45,9	2,4
Lac 7	112	12,2	2,1
Lac 9	0,16	100	4,0
Lac 10	116	12,4	0,7
Lac 12	0,26	76,7	5,7
Lac 61	0,55	29,1	1,2
Lac 39	0,23	100	11,2
Lac 40	0,29	90,2	9,1
Lac 72	0,22	100	18,1
Lac 516	0,59	82,4	8,1
Lac 517	048	100	11,3
Lac 522	0,63	100	19,2
Lac 523	0,46	100	12,5

5.7 Temps d'ennoiement de la fosse et de la mine souterraine projetée

L'évaluation du temps requis pour l'ennoiement de la fosse constitue l'un des intrants permettant d'évaluer l'impact du projet. En effet, lorsque les activités d'exploitation cesseront et que le maintien à sec de la fosse ne sera plus requis, les précipitations, le ruissellement et les exfiltrations souterraines contribueront à ennoyer graduellement la fosse, jusqu'à la formation d'un plan d'eau dont l'élévation est estimée à 373 m, soit l'altitude du Lac 001, et qui se déversera dans le réseau hydrographique local au même endroit que la décharge actuelle du Lac 001.

Un volume de 14,5 M m^3 de stériles est prévu pour être déposé dans la fosse. Le volume des vides associé à ces stériles miniers est directement lié à leur porosité, laquelle est estimée à 25 % du volume des chantiers remblayés avec ce matériau. Cette estimation repose sur la porosité moyenne des stériles miniers telle que mesurée par Neuner et al. (2012).

Tableau 15 : Paramètres pour le calcul du temps d'ennoiement de la fosse

A : Volume de la fosse	80,5 M m^3
B: Volume des stériles	14,5 M m^3
C : Volume de vide des stériles	3,6 M m^3
Volume total des vides de la fosse (A – B + C)	70,0 M m^3
Superficie de la fosse	1,15 M m^2
Précipitation	772 mm/an
Évaporation	427 mm/an
Superficie de la surface pour le ruissellement	0,7 M m^2
Coefficient de ruissellement	0,13
Infiltration d'eau souterraine	3 200 m^3/jour
Temps d'ennoiement	43 ans

Le tableau 15 présente les paramètres utilisés pour le calcul du temps d'ennoiement de la fosse. Le temps d'ennoiement de la fosse est estimé à 43 ans.

Le tableau 16 présente une synthèse du volume des vides dans la mine souterraine. Cette estimation repose sur les volumes des développements miniers (2,5 M m^3) fournis par GMining en 2025. D'après les données fournies, tous les chantiers seront remblayés avec du remblai en pâtes. Les chantiers remblayés par du remblai en pâtes n'ont pas été considérés dans le calcul des vides, car la porosité de ce matériel est jugée faible. En conséquence, le volume total des vides retenu pour l'ensemble de la mine est de 2,5 M m^3. Sur la base des hypothèses utilisées, l'ennoiement complet de la mine souterraine est estimé à une durée de sept ans, en considérant un débit d'infiltration des eaux souterraines de 4 900 m^3/jour.

Tableau 16 : Paramètres pour le calcul du temps d'ennoiement de la mine souterraine

Volume développement	2,5 M m^3
Volume des chantiers	12,7 M m^3
Volume des vides des chantiers	Négligeable car remblayé avec du remblai en pâtes
Volume total des vides	2,5 M m^3
Infiltration d'eau souterraine	4 900 m^3/jour
Temps d'ennoiement	7 ans

5.8 Conditions d'écoulement post ennoiement de la fosse

Tel que discuté précédemment, lorsque les activités d'exploitation prendront fin et que le maintien à sec de la fosse ne sera plus nécessaire, celle-ci commencera à se remplir progressivement sous l'effet des précipitations, du ruissellement et des infiltrations souterraines. Ce processus mènera à la formation d'un plan d'eau dont l'élévation est estimée à 373 m, correspondant à celle du Lac 001, et qui finira par se déverser dans le réseau hydrographique

local. La simulation des conditions d'écoulement des eaux souterraines après l'ennoiement de la fosse a été réalisée en régime permanent, en maintenant le niveau d'eau du lac de fosse à une élévation constante de 373 m. Il est ainsi prévu que la superficie du Lac 001, une fois la fosse entièrement ennoyée, corresponde à sa superficie actuelle augmentée de l'empreinte finale de la fosse.

La figure 20 illustre la piézométrie simulée dans le roc, représentant les conditions d'équilibre après l'ennoiement de la fosse. Les isocontours piézométriques y sont espacés de 5 mètres afin de faciliter la lecture. La figure 21 reprend la même simulation, mais avec des isocontours à intervalles de 2 mètres pour une représentation plus détaillée. Ces figures révèlent que l'écoulement de l'eau souterraine converge généralement vers la fosse et le Lac 001, à l'exception du secteur correspondant au point de décharge actuel du Lac 001, identifié par un rectangle jaune sur les figures 21 et 22. Ce point de décharge est relativement étroit comparativement à la superficie de la fosse.

Figure 20 : Piézométrie simulée une fois la fosse ennoyée – isoncontours piézométriques aux 5 m

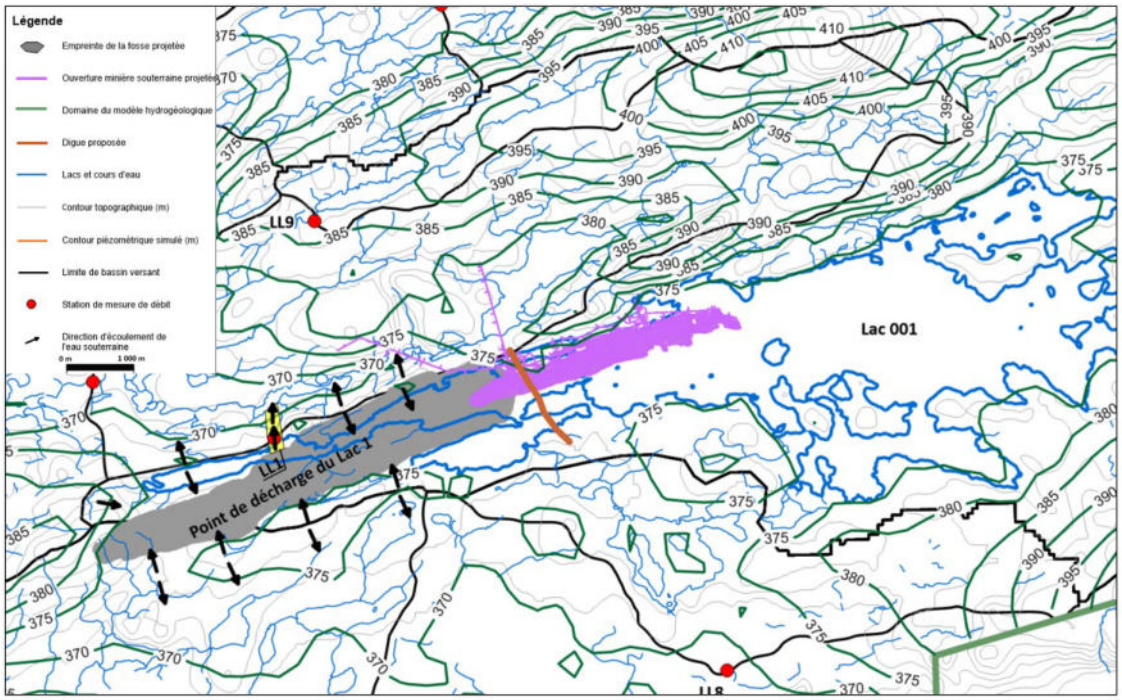
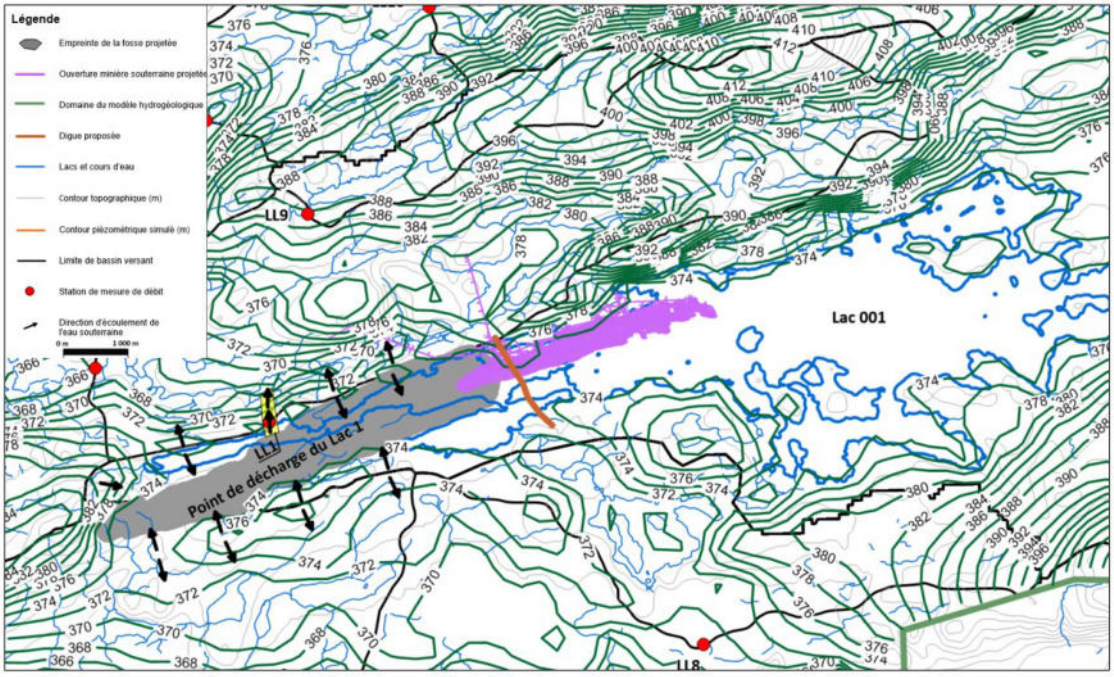


Figure 21 : Piézométrie simulée une fois la fosse ennoyée – isoncontours piézométriques aux 2 m



6 CONCLUSION ET RECOMMANDATION

Mailloux Hydrogéologie inc. a été mandatée par PMET pour réaliser une évaluation des impacts sur les eaux souterraines du projet de développement d'une mine à ciel ouvert et souterraine pour le projet Shaakichiuwaanaan, situé dans la région de la Baie-James, au Québec, Canada. L'évaluation est basée sur le modèle d'écoulement des eaux souterraines élaboré dans le cadre de l'étude de faisabilité, lequel a servi à analyser les effets du projet de mine à ciel ouvert et souterraine sur les conditions hydrogéologiques. L'évaluation hydrogéologique vise les aspects suivants :

- Infiltration d'eau souterraines dans les ouvertures minières pour le projet de développement d'une mine à ciel ouvert et souterraine.
- Zone de rabattement de la nappe d'eau souterraine causée par le projet de développement d'une mine à ciel ouvert et souterraine.
- Évaluation de la baisse potentielle du débit de base vers les cours d'eau causée par le projet de développement d'une mine à ciel ouvert et souterraine.

6.1 Contexte hydrogéologique

La conductivité hydraulique du roc a été évaluée à l'aide de 25 essais de type « slug test », de 12 profils d'essais au packer et d'un essai de pompage réalisés par BBA (2024). Les résultats indiquent que les valeurs de conductivité

hydraulique diminuent généralement avec la profondeur et demeurent faibles, se situant principalement dans la plage de 10^{-8} à 10^{-9} m/s. La valeur la plus élevée mesurée lors des essais au packer est de $2{,}4 \times 10^{-7}$ m/s.

En janvier 2025, BBA a identifié six failles verticales à proximité des fosses et des travaux souterrains. De plus, trois zones de cisaillement ou failles ont été répertoriées dans la base de données SIGEOM pour la zone du projet, dont une située au nord des fosses. Cinq essais hydrauliques réalisés sur ou près de failles interprétées ont tous indiqué des valeurs de conductivité hydraulique faibles (10^{-7} m/s ou moins), ce qui est cohérent avec les observations sur l'ensemble du site. Par ailleurs, un essai de pompage effectué à l'emplacement d'une structure présumée au moment de l'essai a révélé une faible perméabilité du roc. Afin d'adopter une approche conservatrice, malgré les résultats de terrain suggérant une faible perméabilité, la conductivité hydraulique de ces failles a été supposée dix fois supérieure à la valeur la plus élevée mesurée lors des essais avec obturateurs.

6.2 Calcul des infiltrations d'eau souterraine dans la fosse et la mine souterraine projetée

L'infiltration des eaux souterraines dans la fosse à ciel ouvert et la mine souterraine proposées a été évaluée à l'aide d'un modèle numérique 3D représentant le système d'écoulement des eaux souterraines du site, basé sur le cadre conceptuel présenté dans le présent rapport. Le modèle a été calibré en régime permanent afin de refléter l'écoulement actuel des eaux souterraines, en comparant les niveaux piézométriques simulés aux valeurs mesurées en 2024. L'estimation des apports d'eau souterraine dans la fosse et les travaux souterrains repose sur les hypothèses conservatrices suivantes : la conductivité hydraulique des failles a été fixée à une valeur dix fois supérieure à la plus élevée mesurée lors des essais packers, comme mentionné précédemment, et la conductivité hydraulique verticale du pilier de surface a été augmentée d'un facteur 10 pour tenir compte de la possible formation de fractures verticales dans cette zone. Les apports d'eau souterraine dans la fosse et la mine souterraine proposées ont été calculés pour différentes périodes. L'infiltration dans la fosse augmente progressivement au fil du temps, atteignant 3 200 m³/jour à la fin du projet en 2049. Une tendance similaire est observée pour la mine souterraine, où les apports en eau souterraine s'élèvent à 4 900 m³/jour d'ici 2049.

6.3 Rabattement de la nappe d'eau souterraine et impact sur les cours d'eau

Les contours de rabattement de la nappe d'eau souterraine supérieur à 1 m simulée avec le modèle à la fin du projet minier (2049) s'étendent sur 1 300 m vers le sud-est de l'empreinte de la fosse, 1 100 m vers le nord-ouest et vers le sud-est de l'empreinte de la fosse. Les lacs 001, L2, L3, L5, L7, L9, L10, L12, L61, L72, L39, L40, L516, L517, L522 et L523 sont situés à l'intérieur de la zone de rabattement de la nappe d'eau souterraine.

Le modèle numérique a permis d'estimer la diminution potentielle du débit de base des lacs attribuable au rabattement de la nappe d'eau souterraine. Le débit de base correspond aux apports en eau souterraine vers un cours d'eau. Les pourcentages de réduction ont été évalués en fonction des débits de base initiaux ainsi que du débit moyen annuel, selon les conditions simulées à la fin du projet minier (2049).

Pour les lacs situés au nord de la fosse projetée, la réduction du débit moyen se situe entre 0,7 % et 5,7 %. Les lacs dont le bassin versant est de grande superficie (Lacs 01, 7 et 10) présentent une baisse potentielle du débit de base estimée à 10,3 %, 12,2 % et 12,4 % respectivement. En revanche, les lacs avec un bassin versant plus restreint (Lacs 2, 3, 5, 9, 12 et 61) affichent une diminution potentielle du débit de base allant de 29,1 % à 76,7 %. Le lac 9, dont le bassin versant est particulièrement petit, connaît une réduction totale de son débit de base, soit 100 %.

La diminution potentielle du débit des lacs situés au sud de la fosse projetée (L39, 40, 516, 517, 522 et 523) est plus marquée, car il s'agit de lacs de tête localisés à l'extrémité amont du bassin versant de la station de jaugeage LL7, à l'exception du lac 40, qui appartient au bassin versant adjacent. La réduction estimée du débit moyen pour ces lacs varie entre 8,1 % et 19,2 %, tandis que celle du débit de base se situe entre 82,4 % et 100 %.

Pour analyser les effets potentiels du rabattement de la nappe d'eau souterraine sur les lacs, il faut mettre en perspective la composante eau souterraine par rapport aux autres éléments du bilan hydrologique d'un lac. L'ampleur des effets du rabattement de la nappe sur les lacs dépend de l'importance relative des infiltrations d'eau souterraine par rapport aux autres composantes du bilan hydrologique. Par exemple, les effets du rabattement de la nappe d'eau souterraine sur un lac en condition naturelle pourraient être peu significatifs si le débit d'infiltration d'eau souterraine vers le lac est minime par rapport aux apports en eau de ruissellement et en eau de précipitation directe.

6.4 Ennoiement de la fosse et de la mine souterraine

Le temps d'ennoiement de la fosse est estimé à 43 ans alors qu'il est estimé à 7 ans pour la mine souterraine.

À la fin des activités d'exploitation, lorsque le pompage de la fosse ne sera plus requis, celle-ci se remplira progressivement sous l'effet combiné des précipitations, du ruissellement de surface et des infiltrations souterraines. Ce remplissage entraînera la création d'un plan d'eau dont le niveau est estimé à 373 m, soit l'altitude du Lac 001, et qui finira par s'écouler vers le réseau hydrographique local. Il est ainsi anticipé que la superficie du Lac 001, une fois la fosse entièrement ennoyée, corresponde à sa superficie actuelle augmentée de l'empreinte finale de la fosse.

La simulation de la piézométrie en conditions post-ennoiement de la fosse indique que l'écoulement des eaux souterraines converge principalement vers la fosse et le Lac 001. Une exception est observée dans le secteur du point de décharge actuel du Lac 001, mis en évidence par un rectangle jaune sur les figures 21 et 22. Ce point de décharge présente une largeur relativement restreinte en comparaison de l'empreinte de la fosse.

6.5 Recommandation

Pour les prochaines phases du projet, les travaux suivants sont recommandés :

- Poursuivre le suivi des niveaux d'eau souterraine afin d'établir les données de référence.
- Réaliser des essais au packer le long de l'axe prévu de la rampe avant son développement, en particulier aux endroits où des zones de cisaillement ont été identifiées dans la base de données SIGEOM, puisque l'afflux d'eau souterraine dans une rampe peut représenter un défi lors de la construction
- Effectuer des essais au packer sur les failles qui n'ont pas encore été testées afin de valider les hypothèses formulées dans le présent rapport.
- Cartographier les failles en surface après le retrait des dépôts meubles dans la zone de la fosse.



Michel Mailloux, ing., géo., M.Sc.
Hydrogéologue, propriétaire

Références :

Anderson, Mary P., and William W. Woessner. *Applied Groundwater Modelling: Simulation of Flow and Advective Transport.* 1st ed. Academic Press, 1991.

AtkinsRealis (2025). Baseline hydrology. Document 702381-5000-4HEA-0001

AtkinsRealis (2025a). Diversion channel Lake 01 to Lake 05 – Design Options Summary. Powerpoint presentation dated on April 2nd 2025

BBA (2024). Hydrogeological Baseline Study – Future Open Pit / Underground CV5, Shaakichiuwaanaan Lithium Property. Document 7535001-001900-41-ERA-0002-R00, September 23, 2024 – Final

BBA (2025). Packer test factual report. Document no 7535019-000000-41-ERA-0001-R00

Neuner, M., Smith, L., Blowes, D.W., Seho, D.C., LSmith, L.J.D., Fretz, N and Gupton, M. (2012) The Diavik waste rock project: Water flow through mine waste rock in a permafrost terrain. Applied Geochemistry 36 (2013) 222-233.

Todd, K.D, 1980. *Groundwater Hydrology,* Second Edition. John Wiley & Sons.

WSP (2025). Projet minier Shaakichiuwaanaan – Rapport sectoriel – Hydrologie. Document no CA0001724.3318 (Avril 2025)

GCM ENVIRO SYNERGIES

Annexe J

Étude de faisabilité géomécanique du projet pegmatite CV5 (Alius, 2026)

Avis important
La présente version française est fournie à titre informatif. En cas de divergence d'interprétation entre la version française et la version originale anglaise, **la version anglaise prévaut.**



RAPPORT TECHNIQUE

Étude de faisabilité géomécanique du projet pegmatite CV5

Projet Shaakichiuwaanaan
Québec, Canada

Soumis à	John Drapack, ing., PMP Directeur des études PMET Resources
Date	2 février 2026
Référence	SHA-001-R-20260202-03

alius mine consulting

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Page laissée intentionnellement vierge.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Étude de faisabilité géomécanique du projet pegmatite CV5

Projet Shaakichiuwaanaan Québec, Canada

Client : PMET Resources

2 février 2025

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Avertissement

Le présent document et son contenu sont destinés à l'usage privé et au bénéfice exclusif de PMET Resources (**« PMET »**), pour qui il a été préparé, et aux fins particulières que PMET a précédemment décrites à Alius Mine Consulting Inc (« **Alius** »). Le contenu du présent document ne peut être réutilisé, en tout ou en partie, par ou au profit d'autres personnes, sans adaptation préalable et autorisation écrite expresse d'Alius.

Droits d'auteur

© 2026 Alius Mine Consulting Inc.

Alius désigne Alius Mine Consulting Inc. et ses filiales mondiales. Tous droits réservés.

Contact

Alius Mine Consulting
985, rue du Mont-Saint-Denis Québec
(Québec)
G1S 1B4, Canada

Laboratoire de mécanique des roches Alius
2189, rue Léon-Harmel
Québec, QC
G1N 4N5, Canada

Société constituée au Québec, Canada et en Colombie-Britannique, Canada.

Site Web : www.aliusmining.com
Courriel : info@aliusmining.com

Journal des modifications

Type	Référence Alius	Date	Journal
Version préliminaire 1	SHA-001-R-20251205-01	05/12/2025	Version préliminaire publiée pour examen par le GMS.
Ébauche 2	SHA-001-R-20251215-02	2025-12-15	Version publiée pour examen par le PMET.
Final 1	SHA-001-R-20260202-03	02/02/2026	Version finale. Cette version remplace toutes les versions précédentes.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Signatures

Le présent rapport a été préparé, révisé et approuvé par les personnes suivantes. Tous les auteurs sont membres en règle de *l'Ordre des ingénieurs du Québec* (OIQ).

STÉPHANIE ROBERT CEP, M.A.Sc.

Candidate à la profession d'ingénieur
OIQ n° 6048396

stephanie@aliusmining.com

MAXIME LAMOTHE P. Eng.

Ingénieur principal, Géotechnique
OIQ n° 5040733

maxime@aliusmining.com

Signatures dans la version originale anglaise

SÉBASTIEN GUIDO, ing., M. Sc.

Ingénieur principal, Mécanique des roches
OIQ n° 5067847

sebastien@aliusmining.com www.aliusmining.com

Copies (par ordre alphabétique)

PMET Resources – John Drapack, Jonathan Houle, Frédéric Mercier-Langevin, Darren Smith.

G Mining Services – Pascal Droz, Alex Landry, Carl Michaud, Hind Zniber, Doc Control.

Alius Mine Consulting – **Dossiers**.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Résumé

Introduction

PMET Resources poursuit le développement du projet de pegmatite Shaakichiuwaanaan CV5, un gisement de lithium contenant du spodumène situé dans la propriété Shaakichiuwaanaan, dans la région de la baie James, au Québec, au Canada. La pegmatite à spodumène CV5 se trouve à environ 220 km à l'est de Radisson et à 240 km au nord-nord-est de Nemaska. La conception de la mine à ciel ouvert (OP) Shaakichiuwaanaan CV5 s'étend du sud-ouest au nord-est sur une longueur de 2,8 km et une largeur pouvant atteindre 480 m, avec des profondeurs pouvant atteindre 200 m, en partie sous le lac 001. La mine souterraine (UG) suit l'orientation du gisement de pegmatite CV5 qui s'étend depuis la mine à ciel ouvert à l'est sur près de 1 900 m. La majeure partie de la mine souterraine est située sous le lac 001 et s'étend jusqu'à environ 490 m sous la surface.

Alius Mine Consulting a été mandaté par G Mining Services en septembre 2024 pour fournir un soutien géomécanique dans le cadre de l'étude de faisabilité de la conception minière de ce projet. Ce travail visait à s'appuyer sur les recommandations formulées dans l'évaluation économique préliminaire du projet (BBA, 2024e), qui s'appuyait sur les travaux initialement fournis par BBA (BBA, 2023a ; BBA, 2024d).

La présente étude comprenait une série d'investigations géomécaniques complémentaires, notamment des carottages et des essais en laboratoire basés sur BBA (2024a), BBA (2024b) et Alius Mine Consulting (2025). L'objectif de ces études était de générer un ensemble complet de données géomécaniques afin de soutenir la caractérisation géomécanique et l'élaboration de directives de conception au niveau de l'étude de faisabilité pour la future mine à ciel ouvert et la mine souterraine incluses dans le plan minier.

Plan minier

Le projet Shaakichiuwaanaan comprend à la fois une mine à ciel ouvert et une mine souterraine, avec un taux de production combiné d'environ 5,1 Mtpa (14 000 tpd). La mine à ciel ouvert sera exploitée selon des méthodes conventionnelles, tandis que l'exploitation souterraine fera appel à l'abattage mécanisé à longue trous. La plupart des chantiers (90 à 95 %) suivront une orientation transversale dans les parties les plus larges du gisement, tandis que les chantiers longitudinaux (5 à 10 %) seront utilisés dans les sections plus étroites.

L'accès souterrain se fera par un portail en surface et un système de rampes. Le minerai sera extrait d'une série de sous-niveaux espacés de 30 m, avec plusieurs galeries transversales aménagées pour accéder au gisement.

Comme l'exploitation souterraine se déroulera en même temps que l'exploitation à ciel ouvert, on s'attend à ce qu'il y ait une interaction entre les deux, qui a été évaluée dans cette étude.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Caractérisation du site

Toutes les informations disponibles ont été examinées et consolidées afin de mettre à jour la caractérisation géotechnique et géomécanique des sols et des masses rocheuses associés au projet. Les principales conclusions sont résumées ci-dessous (une discussion détaillée est fournie aux sections 4 et 5) :

01. Sols

→ Les sols à proximité de la mine à ciel ouvert n'ont pas fait l'objet d'une étude approfondie.

→ Les sols résiduels sont principalement à grains grossiers, avec des couches minces localisées de limon, de sable et de gravier.

→ Compte tenu de la nature granuleuse et meuble du matériau, la résistance au cisaillement a été évaluée uniquement à l'aide d'essais de pénétration standard (SPT) ; aucun essai de résistance en laboratoire n'a été effectué.

02. Unités rocheuses / lithologies

→ Quatre (4) lithologies principales ont été prises en compte pour la caractérisation de la masse rocheuse : amphibolite (AMP), métasédiments (META), ultramafique indifférencié (UMU) et pegmatite (PEG).

→ Les parois de la mine à ciel ouvert exposeront principalement de l'amphibolite et des métasédiments, avec des affleurements localisés de roches ultramafiques et de pegmatite.

→ Les excavations souterraines, en particulier les surfaces des chantiers, devraient exposer la pegmatite, l'AMP, la META et l'UMU formant le mur et le pied.

03. Domaines géomécaniques

→ Les données structurelles et la caractérisation des discontinuités ont été utilisées pour définir des domaines géomécaniques représentatifs pour la mine à ciel ouvert. Seize (16) domaines géomécaniques ont été identifiés (section 6).

→ Pour la mine souterraine, quatre (4) domaines géomécaniques ont été définis, chacun correspondant aux principales unités lithologiques. Une subdivision spatiale supplémentaire n'était pas nécessaire en raison des conditions relativement uniformes de la masse rocheuse.

04. Orientations des discontinuités

→ Les discontinuités – y compris les joints, la foliation, les failles, les cisaillements et les contacts – ont été enregistrées pour déterminer leur espacement, leur rugosité, leur altération et leur remplissage. Des essais de cisaillement direct sur 21 discontinuités ont permis d'obtenir les paramètres de résistance au cisaillement maximale et résiduelle.

→ Des données structurelles à haute résolution provenant de soixante-cinq (65) levés par téléviseur ont été intégrées (quarante-quatre pour les évaluations à ciel ouvert, vingt-six pour les évaluations souterraines).

→ La variabilité spatiale dans l'orientation des joints a été évaluée en subdivisant la mine à ciel ouvert en huit (8) zones structurelles ; les métasédiments ont été subdivisés davantage dans l'espace par rapport à l'intrusion pegmatitique.

→ Les ensembles de joints ont été interprétés à l'aide de stéréogrammes pour chaque domaine géomécanique.

→ La foliation au sein de l'AMP, du META et de l'UMU est l'une des caractéristiques structurelles dominantes, avec une inclinaison modérée à forte vers le sud-sud-est.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

05. Qualité de la masse rocheuse

→ La qualité de la masse rocheuse a été évaluée à l'aide de quatorze (14) forages géomécaniques. Les classifications RMR_{76} , Q', Q et GSI ont été appliquées en utilisant les premier et deuxième quartiles pour encadrer la variabilité.

→ Dans les quatre principales lithologies, les conditions de la masse rocheuse varient de PASSABLE à BONNE, tant dans les zones à ciel ouvert que souterraines.

→ Les 315 forages enregistrés par Dahrouge Geological présentent des distributions Q' qui correspondent à celles obtenues à partir des enregistrements géomécaniques réalisés par Alius.

06. Modèle structurel à grande échelle

→ La zone du projet CV5 a connu de multiples événements tectoniques ; la structure régionale du groupe Guyer présente généralement un pendage modéré à raide vers le sud, tandis que la pegmatite CV5 est non concordante et présente un pendage raide vers le nord. Aucune déformation significative de la pegmatite n'a été observée (voir section 2.2.3).

→ Six failles subverticales recoupent la mine à ciel ouvert, la faille FLT_1025 (orientation NW-SE, fosse centrale) présentant le déplacement le plus important.

→ La caractérisation des failles est limitée par l'orientation prédominante des trous de forage.

→ La modélisation structurelle à grande échelle n'a été réalisée que pour la mine à ciel ouvert ; aucun modèle n'est encore disponible pour la mine souterraine.

Directives de conception

Des lignes directrices de conception à l'appui de l'étude de faisabilité mise à jour ont été fournies dans un certain nombre de domaines clés. Un résumé est présenté ci-dessous.

01. Mine à ciel ouvert – Directives de conception

Des analyses à l'échelle du banc d'essai et à l'échelle globale ont été réalisées pour dix secteurs de conception à l'aide d'une interprétation stéréographique, d'une analyse cinématique, d'une modélisation probabiliste à l'échelle du banc d'essai et d'une modélisation numérique en 3D. Voici les principales conclusions :

→ Les angles des fronts de taille varient entre 40 et 75°, en fonction de la lithologie et de la configuration structurelle.

→ Le double bancage (hauteur de banc de 20 m) est réalisable dans la plupart des secteurs en raison des bonnes conditions de la masse rocheuse.

→ Des largeurs de gradins comprises entre 8,5 et 12 m sont nécessaires pour retenir, dans la plupart des cas, plus de 70 % des débordements potentiels.

→ Les angles entre les rampes varient entre 32 et 55°, en fonction du domaine géomécanique et de l'emplacement des parois.

→ Des bermes géotechniques (16 m de large) sont recommandées pour les parois dépassant 160 m de hauteur, commençant 80 m sous la surface et se terminant 80 m au-dessus du fond de la fosse.

→ Les résultats de la modélisation 3D confirment des coefficients de sécurité supérieurs à 1,5 pour toutes les parois de la fosse dans la roche fraîche. Les dommages localisés peu profonds près des transitions abruptes des parois et des zones où l'UMU est exposée doivent être surveillés pendant les opérations.

→ Des angles inter-rampes de 36° sont recommandés dans les sols.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

02. Sous-sol – Conception des chantiers et estimations de dilution

La stabilité des chantiers a été évaluée à l'aide du diagramme de stabilité de Potvin et de l'ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough). Principaux résultats :

→ Une conception uniforme des chantiers est recommandée :

- Chambres transversales 17 mL × 25 mW × 30–36 mH
- Chambres longitudinales 17 mL × 7 mW × 30–36 mH

→ Les parois des chantiers doivent être boulonnées afin de limiter l'instabilité et la dilution.

→ La dilution prévue (ELOS) pour les surfaces transversales et longitudinales des chambres est la suivante :

- Paroi suspendue 0,75 m
- Mur de soutènement 1,25 m / 0,50 m
- Arrière Aucun (ancrage par câbles)
- Parois d'extrémité Aucun (minerai)
- Remblai 0,50 m

03. Sous terre – Séquence d'exploitation

→ Environ 90 à 95 % des chantiers sont transversaux, suivant une séquence primaire-secondaire ; 5 à 10 % sont exploités selon une séquence de recul longitudinal.

→ La modélisation numérique 3D de la séquence complète (années 2031-2049) indique que la redistribution des contraintes entraîne principalement un fléchissement localisé à proximité des chantiers miniers, sans instabilité à grande échelle prévue dans le cadre de la séquence prévue.

→ Il est recommandé de continuer à affiner la séquence au fur et à mesure de l'avancement de la conception, en particulier dans les zones d'exploitation supérieures où se produisent des interactions entre les piliers de couronne.

04. Sous-sol – Remblayage

Une combinaison de méthodes empiriques et de modélisation numérique a été utilisée pour définir la résistance du remblayage à la pâte de ciment (CPB) :

→ Des résistances du CPB comprises entre 210 et 540 kPa sont généralement requises, en fonction du type de chambre et de la séquence.

→ Un coefficient de sécurité plus élevé (FoS = 2,0) est recommandé au début de la durée de vie de la mine, puis ramené à 1,5 au fil du temps, à mesure que l'expérience opérationnelle s'accroît.

→ Le soutènement par abattage sous main nécessite une résistance de remblayage conservatrice à ce stade (1,2 à 1,6 MPa) et doit être réduit au minimum, dans la mesure du possible.

→ Les chantiers situés à moins de 100 m des parois exposées de la mine à ciel ouvert nécessitent une résistance de 2,0 MPa (section 8.10).

05. Sous terre – Pilier de couronne

Un pilier de couronne en surface recouvre les travaux souterrains, sous le lac 001. Une hauteur de pilier de 85 m a été évaluée à l'aide de la méthode empirique Scaled Span et d'une modélisation numérique 3D.

→ Les résultats empiriques estiment une probabilité moyenne de rupture d'environ 1,5 %, ce qui se situe dans la fourchette des piliers de classe F (long terme).

→ La modélisation numérique indique l'apparition d'une déformation plastique mineure à la fin de la séquence d'exploitation (années 2047-2049), ce qui suggère la nécessité d'affiner le séquençage.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

→ Des systèmes de surveillance et des contrôles opérationnels (instrumentation et TARP) seront nécessaires.

Remarque réglementaire importante : Bien que les évaluations empiriques et numériques indiquent qu'un pilier de 85 m peut répondre aux exigences de stabilité avec une surveillance et des contrôles séquentiels appropriés, le plan minier n'est actuellement pas conforme à l'article 77 du Règlement sur la santé et la sécurité au travail dans les mines (RSSTM) du Québec. Ce règlement précise que lorsqu'un pilier de couronne a une épaisseur inférieure à 100 m et est situé sous un plan d'eau, des études techniques spécifiques doivent être réalisées, études qui n'ont pas encore été entreprises à ce stade du projet.

Par conséquent, la valeur de 85 m doit être considérée comme une évaluation préliminaire visant à assurer la flexibilité de la planification minière, plutôt que comme une conception conforme à la réglementation. Des études supplémentaires seront nécessaires au cours de la prochaine phase du projet afin d'établir une conception de pilier de couronne entièrement conforme.

06. Sous-sol – Conception du soutènement

Les recommandations relatives au soutènement ont été élaborées à l'aide de tableaux de conception empiriques, d'avis techniques et d'outils d'analyse internes.

→ Le développement latéral type (<7,5 m de portée) nécessite des barres d'armature de 2,4 m (20 mm) sur une surface de 1,2 ×

Modèle de 1,2 m, avec des ensembles divisés de 1,5 m dans les rangées secondaires, complétés par un treillis métallique soudé galvanisé de calibre 6 (ouverture de 4 pouces).

→ Les intersections typiques nécessitent des boulons de câble de 6 m selon un motif de 2 × 2 m.

→ Les parois et les fronts de taille nécessitent des boulons de câble (6 m, motif 2 × 2 m).

→ La conception du portail et des principaux supports d'infrastructure devra être achevée lors de l'ingénierie détaillée.

07. Sous-sol – Portail (coupe en caisson)

Le portail est situé à un endroit où l'épaisseur des morts-terrains est d'environ 5 m, avec des données géomécaniques locales limitées.

→ Des pentes de recouvrement de 2H:1V sont recommandées.

→ Les angles de pente du portail sont contrôlés par le joint principal (JS1), qui nécessite une inclinaison de 50° sur la paroi nord ; la paroi sud peut rester plus raide (80°).

→ Un pilier de couronne de 10 mètres d'épaisseur au-dessus du portail a été évalué à l'aide de Scaled Span, montrant un PoF acceptable (2,4 %) avec un soutien.

08. Sous-sol – Infrastructures

La stabilité des infrastructures souterraines, notamment les galeries de transport, les passages de minerai, les points de traction et les rampes d'accès, a été évaluée à l'aide d'un modèle numérique 3D *FLAC3D* intégrant la mine à ciel ouvert et les chantiers souterrains :

→ Le rendement et la déformation sont limités aux zones entourant immédiatement les chantiers, les points de traction et certaines galeries de développement.

→ Aucune zone de déformation à grande échelle ni aucune instabilité globale n'ont été identifiées.

→ La stabilité des infrastructures devrait être réexaminée à mesure que des données géotechniques et séquentielles supplémentaires seront disponibles au cours de l'ingénierie détaillée.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

09. Interaction entre la mine à ciel ouvert et la mine souterraine

Des analyses d'équilibre limite en 2D (diapositive 2) ont été utilisées pour évaluer la stabilité des parois de la fosse où les chantiers souterrains sont à ciel ouvert, suivies d'une validation par modélisation numérique en 3D :

→ Le remblai exposé sur la paroi de la fosse nécessite une résistance minimale de 2,0 MPa.

→ Une zone de pâte renforcée s'étendant sur 100 m derrière la paroi de la fosse est nécessaire pour atteindre un FoS global > 1,5.

→ Cela correspond au renforcement d'une largeur d'environ six chantiers à partir de l'interface entre la fosse et le sous-sol.

Limites des directives de conception

Sur la base des analyses réalisées et des informations actuellement disponibles, les limites suivantes doivent être prises en compte lors de l'application des directives de conception.

01. Modèle lithostructurel

→ Les contacts lithologiques ont été modélisés sur la base des interprétations actuelles et de la densité de forage ; des révisions sont à prévoir à mesure que l'exploitation minière progresse.

→ L'emplacement et la continuité des structures principales (par exemple, FLT_1525, dyke de diabase) restent incertains dans les zones où les forages sont rares, en particulier près de la tranchée du portail.

→ Le modèle structurel ne couvre que la zone à ciel ouvert ; les conditions structurelles de la mine souterraine n'ont pas été modélisées.

→ L'unité UMU est relativement peu caractérisée, ce qui réduit la fiabilité des paramètres de conception là où cette lithologie est exposée.

→ L'orientation de la foliation varie le long de la fosse et peut différer localement des ensembles moyens supposés. Bien que cela ait été pris en compte en définissant plusieurs domaines géomécaniques, la variabilité réelle peut être plus importante et devrait être confirmée à mesure que les affleurements se développent.

02. Caractérisation géotechnique

→ Aucun essai en laboratoire n'a été effectué sur les sols ; les enveloppes de résistance des morts-terrains reposent uniquement sur les résultats du SPT et des corrélations empiriques.

→ Les forages autour de la fosse à ciel ouvert sont limités, en particulier près du portail et des limites de la fosse, ce qui augmente l'incertitude quant à l'épaisseur et aux propriétés du sol.

03. Caractérisation géomécanique

→ Les valeurs de persistance des joints sont supposées être de 15 m jusqu'à ce qu'elles soient validées par des mesures sur le terrain (par exemple, cartographie des parois de la fosse, LiDAR).

→ Les paramètres de résistance des plans de foliation restent incertains.

→ Les ensembles de joints observés sur la paroi sud sont considérés comme moins restrictifs par rapport aux critères de conception que ceux de la paroi nord, en raison de leur espacement plus large.

→ Les excavations ont été supposées sèches ou avec un afflux mineur ; les pressions des eaux souterraines n'ont pas été explicitement prises en compte dans la classification ou la modélisation.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

04. Conception de la fosse à ciel ouvert

→ Les facteurs de perturbation de la masse rocheuse (dommages causés par les explosions, relâchement des contraintes) n'ont pas été pris en compte dans les enveloppes de stabilité.

→ Pour obtenir les largeurs de gradins recommandées, il est nécessaire de contrôler le forage et le dynamitage ; un effondrement excessif peut réduire la capacité des gradins de réception.

→ Les structures à grande échelle n'ont pas été incluses dans les modèles numériques ; les instabilités potentielles associées à ces caractéristiques ne sont donc pas prises en compte.

→ Les conditions hydrogéologiques ont été considérées comme ayant un impact limité sur la base des données actuelles ; les pressions interstitielles n'ont pas été incluses dans les analyses numériques.

→ Les directives s'appliquent uniquement aux géométries et lithologies évaluées ; tout écart peut nécessiter une réévaluation.

05. Conception des mines souterraines

→ Les structures à grande échelle n'ont pas été incluses dans les modèles numériques continus, ce qui limite l'évaluation des mécanismes de rupture contrôlés par la structure.

→ Les hypothèses relatives aux contraintes in situ introduisent une incertitude ; les variations de l'orientation ou de l'amplitude des contraintes principales peuvent affecter la stabilité des chantiers et les performances des piliers de toit.

→ Les effets hydrogéologiques n'ont pas été explicitement modélisés ; les pressions hydrauliques peuvent affecter la stabilité de l'excavation.

→ Le risque sismique n'a pas été évalué en raison de la profondeur relativement faible de la mine, mais des concentrations de contraintes localisées peuvent néanmoins se développer à proximité des chantiers ou dans les piliers.

→ La zone du portail manque de forages géotechniques et nécessite des investigations supplémentaires avant la conception finale et l'exécution.

→ La stabilité des grandes infrastructures souterraines n'a pas été évaluée.

→ L'épaisseur actuelle du pilier de couronne de 85 m ne répond pas aux exigences réglementaires de l'article 77 du RSSTM du Québec et doit être réévaluée au moyen des études techniques requises avant que l'exploitation minière (ou le développement) sous le plan d'eau puisse commencer.

06. Variabilité opérationnelle

→ Les performances des pentes dépendent fortement de la précision du forage, de la qualité du dynamitage et des pratiques de nivellement. Les bonnes pratiques ont été prises en compte tout au long des évaluations.

→ Une perte excessive de crête ou un surcreusement peuvent réduire la largeur effective des bancs de retenue en dessous des hypothèses de conception.

→ Les écarts opérationnels peuvent réduire la stabilité et nécessiter des modifications de la conception.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Recommandations pour les travaux futurs

Sur la base des analyses réalisées dans le cadre de cette étude, les travaux suivants sont recommandés afin de faire avancer le projet vers la phase d'ingénierie détaillée et d'exécution.

01. Modèle lithostructurel

→ Améliorer la définition des contacts lithologiques, en particulier ceux dont l'orientation est défavorable.

→ Acquérir des données structurelles supplémentaires (cartographie de surface, carottes orientées) dans les secteurs clés des parois de la fosse.

→ Mettre à jour le modèle structurel afin de mieux définir les structures à grande échelle, en particulier dans les zones où la couverture de forage est limitée (par exemple, l'empreinte de la mine souterraine).

→ Mener un programme de caractérisation ciblé du site pour la zone du portail. Cette étude devrait confirmer la profondeur des morts-terrains près de la tranchée et le long de l'axe de la rampe, ainsi que les pentes de sol et de roche à utiliser dans la conception.

02. Caractérisation géotechnique

→ Développer un modèle géotechnique spécifique au site pour les morts-terrains dans les zones du portail et de la périphérie de la fosse.

→ Planifier une campagne d'études géotechniques afin d'augmenter la densité des données et d'améliorer la compréhension de la stratigraphie des sols autour de la fosse à ciel ouvert.

→ Effectuer des essais en laboratoire sur des sols représentatifs afin d'établir des enveloppes de résistance au cisaillement appropriées.

03. Caractérisation géomécanique

→ Donner la priorité à la collecte de données pour l'unité UMU, qui présente actuellement le plus grand degré d'incertitude.

→ Étendre les essais en laboratoire (résistance intacte, résistance au cisaillement) pour l'UMU, la pegmatite, les zones altérées et les plans de foliation.

04. Conception de la fosse à ciel ouvert

→ Mettre à jour les modèles numériques 3D à mesure que les interprétations lithostructurales sont affinées.

→ Réévaluer les hypothèses de persistance structurelle (actuellement 15 m) une fois que les parois exposées de la fosse permettront une mesure directe (par exemple, balayage LiDAR).

→ Pour le secteur F-2, évaluer les failles observées et les joints ouverts par rapport au modèle structurel mis à jour afin de confirmer leur impact potentiel sur les paramètres de conception.

→ À mesure que l'exploitation minière expose les parois sud, évaluer plus en détail l'impact réel des ensembles de joints inclinés vers le nord sur l'intégrité des parois à l'échelle des gradins, et revoir l'hypothèse selon laquelle ces joints n'influencent pas de manière significative l'IRA prévu.

05. Conception de la mine souterraine

→ Mettre à jour les modèles numériques 3D à mesure que de nouvelles informations lithostructurales deviennent disponibles.

→ Intégrer les structures principales dans les évaluations de stabilité souterraine une fois leur géométrie confirmée.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

→ L'épaisseur actuelle de 85 m du pilier de couronne **n'**est **pas** conforme à l'article 77 du RSSTM du Québec pour l'exploitation minière sous un plan d'eau. Des études techniques supplémentaires (hydrogéologie, mécanique des sols, géomécanique) sont légalement requises avant l'obtention de l'autorisation. Ces études doivent être soumises à la CNESST avant toute excavation sous l'influence du plan d'eau.

→ Pour la conception du portail, forer au moins trois (3) trous de forage supplémentaires (environ 90 m au total) afin de confirmer les conditions de la masse rocheuse à l'emplacement du portail.

→ Envisager d'effectuer des mesures de contrainte in situ (par exemple, test Doorstopper) dès le début du développement afin de valider le tenseur de contrainte en champ lointain.

06. Surveillance et contrôles opérationnels

→ Élaborer un plan de gestion du contrôle du sol (GCMP) spécifique au site qui formalise les exigences en matière de surveillance géotechnique, la fréquence d'examen des données et les protocoles de prise de décision.

→ Élaborer des plans d'intervention en cas de déclenchement (TARP) pour les opérations à ciel ouvert et souterraines, en définissant les niveaux d'action et les réponses requises en cas de changements dans le déplacement, la pression interstitielle ou les conditions du sol observées.

→ Mettre à jour le GCMP et les TARP en fonction des observations opérationnelles et des résultats de la surveillance.

→ Mettre en œuvre des systèmes de surveillance en temps réel (prismes, radar, LiDAR) dans les secteurs influencés par des structures importantes ou des géométries de fosse sensibles.

→ Mettre en œuvre un programme de surveillance hydrogéologique afin de suivre les niveaux des eaux souterraines et les pressions interstitielles dans les mines à ciel ouvert et souterraines :

- Installer des piézomètres à corde vibrante (VWP) à des endroits clés, notamment sur les parois de la fosse, le pilier central et les zones où l'afflux d'eau souterraine pourrait influencer la stabilité.
- Mettre en place un système automatisé d'enregistrement des données et de seuils d'alarme afin de détecter rapidement toute tendance anormale de la pression interstitielle.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Table des matières

Signatures v
Copies v
Résumé vi
Table des matières xvii
Liste des annexes xviii
Liste des figures xxiv
Liste des tableaux xxviii
1 Introduction 29
1.1 Description et état d'avancement du projet 29
1.2 Étendue des travaux 30
1.3 Informations disponibles 31
2 Contexte général et conditions du site 32
2.1 Description du site 32
2.2 Conditions géologiques 36
2.2.1 Géologie régionale de l' 36
2.2.2 Géologie locale 37
2.2.3 Géologie structurale 39
2.3 Hydrogéologie 40
3 Campagnes d'enquête 41
3.1 Programmes géotechniques 41
3.1.1 Travail sur le terrain 41
3.1.2 Essais en laboratoire 42
3.2 Programmes géomécaniques 42
3.2.1 Travail de terrain d' 43
3.2.2 Essais en laboratoire 49

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

4 Caractérisation géotechnique 50
4.1 Unités stratigraphiques 50
4.2 Essais in situ. 51
4.3 Essais en laboratoire 53
4.4 Paramètres de conception géotechnique 53

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

5 Caractérisation géomécanique 54
5.1 Caractérisation de la masse rocheuse 54
5.1.1 Propriétés des roches intactes 54
5.1.2 Classification des masses rocheuses 63
5.1.3 Structures rocheuses. 70
5.1.4 Propriétés du massif rocheux. 80
5,2 In Situ Conditions de stress 83
6 Domaines géotechniques et géomécaniques 85
6.1 À ciel ouvert 85
6.2 Mine souterraine 87
7 Directives de conception des mines à ciel ouvert 88
7.1 Terminologie et définitions 88
7.2 Critères d'acceptation de la conception 91
7.3 Méthodologie 93
7.4 Évaluation de la stabilité des morts-terrains 97
7.4.1 Méthodes de conception 97
7.4.2 Résultats 97
7.5 Évaluation de la stabilité du banc 99
7.5.1 Méthodes de conception 99
7.5.2 Sectorisation à ciel ouvert 99
7.5.3 Résultats 102
7.6 Stabilité inter-rampes et stabilité globale des pentes 108
7.6.1 Méthodes de conception 108
7.6.2 Modèle numérique 108
7.6.3 Résultats 113
7.7 Directives pour la conception des mines à ciel ouvert 113
8 Directives relatives à la conception des mines souterraines 115
8.1 Terminologie et paramètres d'entrée 115
8.2 Modèle numérique 117
8.3 Dimensions de la chambre et dilution 118
8.3.1 Méthodes de conception 118
8.3.2 Tableaux de stabilité des chantiers à ciel ouvert 118

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.3.3 Tableau de dilution (ELOS) 126
8.3.4 Directives 130
8.4 Séquence minière 131
8.4.1 Séquence de développement et de taille 131
8.4.2 Résultats de la modélisation numérique 132
8.5 Remblayage 135
8.5.1 Méthodes de conception 135
8.5.2 Résultats 137
8.5.3 Directives 138
8.6 Pilier de la Couronne 140
8.6.1 Méthodes de conception 140
8.6.2 Résultats 142
8.6.3 Directives 146
8.7 Conception du support au sol 147
8.7.1 Méthodes de conception 147
8.7.2 Lignes directrices 148
8.8 Portail (coupe en boîte) 150
8.8.1 Directives 156
8.9 Infrastructures 157
8.10 Interaction entre les exploitations à ciel ouvert et souterraines 158
9 Considérations opérationnelles 161
9.1 Pentes de recouvrement 161
9.2 Exploitation à ciel ouvert 162
9.3 Exploitation minière souterraine 164
10 Conclusion 166
11 Recommandations et limites 167
11.1 Recommandations relatives à la conception au niveau de la faisabilité 167
11.2 Limites des directives de conception 169
11.3 Recommandations pour les travaux futurs 170

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Liste des annexes

Annexe A. Facteurs de conversion PLT vers UCS

Annexe B. Projections stéréographiques

Annexe C. Caractérisation structurelle détaillée des mines à ciel

ouvert Annexe D. Directives relatives aux mines à ciel ouvert – Mise à jour

2025 Annexe E. Évaluations détaillées à l'échelle du banc

Annexe F. Analyses de la stabilité et de la dilution des chantiers à ciel ouvert

(ELOS) Annexe G. Évaluation de la résistance du remblai cimenté

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Liste des figures

Figure 1. Emplacement général de la propriété Shaakichiuwaanaan (BBA, 2024e).....29
Figure 2. Étendue approximative de la mine à ciel ouvert et de la mine souterraine avec les lacs environnants. 32
Figure 3. Conceptions des mines à ciel ouvert fournies par GMS – Vues en plan. 34
Figure 4. Conceptions de mines souterraines fournies par GMS – Vues en plan. 35
Figure 5. Conceptions de mines souterraines fournies par GMS – Conception FS. 36
Figure 6. Géologie régionale entourant le projet Shaakichiuwaanaan (BBA, 2024e).....37
Figure 7. Enveloppe ultime de la fosse colorée en fonction des lithologies exposées dans les parois. 39
Figure 8. Emplacement des six failles subverticales qui traversent la fosse à ciel ouvert. 40
Figure 9. Vue en plan de la mine à ciel ouvert FS et des trous de forage géotechniques dans le sol.....41
Figure 10. Emplacement des forages géomécaniques et des levés par téléviseur sur la conception de la mine à ciel ouvert et de la mine souterraine FS.....45
Figure 11. Répartition des lithologies enregistrées. 47
Figure 12. Longueur lithologique enregistrée par trou. 48
Figure 13. Répartition des types de défaillance lors des essais de charge ponctuelle.....57
Figure 14. Enveloppes de rupture Hoek-Brown pour roche intacte. 62
Figure 15. Distribution Q' évaluée à partir des trous forés par Dahrouge.....67
Figure 16. Zones modélisées à faible RQD (<40 %) par rapport à la conception de la mine à ciel ouvert PEA. 69
Figure 17. Zones modélisées à faible RQD (<40 %) dans la zone minière souterraine.....69
Figure 18. Résultats des essais de cisaillement direct pour les ruptures maximales (vert) et résiduelles (bleu). 71
Figure 19. Foliation visible sur l'image du carottage de différents types de roches. 74
Figure 20. Caractérisation des discontinuités par lithologie 75
Figure 21. Zones à ciel ouvert utilisées pour la définition du domaine géomécanique. 76
Figure 22. Division générale de la zone à ciel ouvert. 77
Figure 23. Enveloppes de rupture de la masse rocheuse. 82
Figure 24. Comparaison du rapport k (σ_H / σ_v) obtenu à une profondeur de 400 mètres avec celui de deux sites voisins et celui indiqué dans la littérature. 84

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Figure 25. Terminologie relative aux parois de la fosse utilisée dans le rapport (modifiée d'après Read et Stacey, 2009). ...88

Figure 26. Organigramme d'optimisation de la conception à l'échelle du banc d'essai. ...95

Figure 27. Matrices de risques types. ...96

Figure 28. Résultats des analyses de stabilité pour un talus de recouvrement type. ...98

Figure 29. Secteurs de conception à ciel ouvert. ...100

Figure 30. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai - Secteur A AMP ...103

Figure 31. Représentation des risques pour les secteurs de conception par rapport aux critères de conception. ...107

Figure 32. Vue de l' du maillage structuré (octree) du modèle numérique à ciel ouvert. ...109

Figure 33. Termes et définitions associés à un matériau à déformation plastique. ...110

Figure 34. Projection du facteur de sécurité et des dommages (SLOSS) sur la mine à ciel ouvert prévue. ...111

Figure 35. Déplacement total sur la section A-A'. ...112

Figure 36. Déplacement total sur la section B-B' avec unité ultramafique voisine. ...112

Figure 37. Résumé des directives relatives au secteur à ciel ouvert d' (basé sur la conception de la fosse de mars 2025). 114

Figure 38. Terminologie utilisée dans le rapport pour désigner les chantiers (non à l'échelle). ...115

Figure 39. Vue du maillage structuré (octree) du modèle numérique global. ...117

Figure 40. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin (reproduit à partir de Potvin, 1988). ...119

Figure 41. Vue schématique en plan de la séquence transversale des chantiers. ...122

Figure 42. Exemple d'évaluation d'un diagramme de stabilité d'une chambre à grignoter selon Potvin. Dans cet exemple, le HW et FW sont respectivement considérés comme de la pegmatite et du remblai ...124

Figure 43. Pourcentage de chambres stables par rapport aux dimensions des chambres. ...126

Figure 44. Tableau de stabilité des chantiers ouverts ELOS (reproduit à partir de Potvin, 1988 et Clark, 1998). ...127

Figure 45. Exemple d'évaluation ELOS. Dans cet exemple, les paramètres HW et FW sont pris en compte. respectivement de la pegmatite et du remblai ...128

Figure 46. Vue isométrique de la séquence d'exploitation minière proposée. ...132

Figure 47. Déformation plastique et endommagement de la masse rocheuse (Sloss) à l'aide de deux isosurfaces. ...133

Figure 48. Contrainte principale majeure présentée sur une vue en plan et des isosurfaces de dommages à la masse rocheuse. ...134

Figure 49. Configuration de la chambre adoptée pour l'évaluation des exigences en matière de résistance du remblai (reproduit à partir de Li et Aubertin, 2012). ...135

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Figure 50. Vue longitudinale des résultats de la modélisation numérique pour l'exploitation souterraine sous une chambre ou un panneau remblayé. 137

Figure 51. Tableau de stabilité à l'échelle avec les données proposées pour le pilier de couronne 144

Figure 52. Évolution de la déformation plastique dans le pilier de couronne pour la période 2031-2049. Les années 2047 et 2049 incluent une contrainte principale mineure (S3). 145

Figure 53. Exemple de soutènement pour une intersection type de 10 m (à trois voies). 147

Figure 54. Représentation schématique du soutènement pour les chantiers (non à l'échelle). 148

Figure 55. Terminologie relative à l'infrastructure générale d'un portail (non à l'échelle). 150

Figure 56. Emplacement prévu du portail. 151

Figure 57. Vue en plan (à gauche) et vue en coupe (à droite) du portail principal. 152

Figure 58. Projections stéréographiques des discontinuités dans les métasédiments pris en compte dans l'analyse du portail et ensembles de joints interprétés. 153

Figure 59. Tableau de stabilité des travées à l'échelle avec les données proposées pour le pilier de surface du portail ..155

Figure 60. Contrainte principale mineure (S3) et dommages subis par la masse rocheuse autour du puits de ventilation L305. 157

Figure 61. Contrainte principale mineure (S3) et dommages subis par la masse rocheuse autour de la rampe principale située le plus près de la fosse. 158

Figure 62. Modélisation 2D de l'interaction OP-UG – rupture non circulaire dans la masse rocheuse et le remblai. 159

Figure 63. Modélisation 3D de l'interaction OP-UG – Isosurfaces des dommages et des déplacements de la masse rocheuse. 160

Figure 64. Projections stéréographiques des discontinuités GMD WAll-AMP dans l'amphibolite et ensembles de joints interprétés pour la zone ouest (paroi nord et paroi sud). 177

Figure 65. Projections stéréographiques des discontinuités GMD WW-APU dans toutes les lithologies pour la zone ouest (paroi ouest). 178

Figure 66. Projections stéréographiques des discontinuités GMD WS-META dans les métasédiments et interprété les ensembles communs pour la zone ouest (mur sud). 178

Figure 67. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CN-UMU dans les roches ultramafiques et ensembles de joints interprétés pour la zone centrale (paroi nord). 179

Figure 68. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CN-META dans les métasédiments et ensembles de joints interprétés pour la zone centrale (paroi nord). 179

Figure 69. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CN-AMP dans l'amphibolite et ensembles de joints interprétés pour la zone centrale (paroi nord). 180

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Figure 70. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CS-META dans les métasédiments et interprété les ensembles communs pour la zone centrale (mur sud). 180

Figure 71. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CS-AMP dans l'amphibolite et ensembles de joints interprétés pour la zone centrale (paroi sud). 181

Figure 72. Projections stéréographiques des discontinuités GMD EN-UMU dans les roches ultramafiques et ensembles de joints interprétés pour la zone est (paroi nord). 181

Figure 73. Projections stéréographiques des discontinuités GMD EN-META dans les métasédiments et ensembles de joints interprétés pour la zone est (paroi nord). 182

Figure 74. Projections stéréographiques des discontinuités GMD EE-AMPU dans toutes les lithologies pour la zone est (paroi est). 182

Figure 75. Projections stéréographiques des discontinuités GMD ES-META dans les métasédiments et ensembles de joints interprétés pour la zone est (paroi sud). 183

Figure 76. Projections stéréographiques des discontinuités GMD EAll-AMP dans l'amphibolite et ensembles de joints interprétés pour la zone est (paroi nord et paroi sud). 183

Figure 77. Projections stéréographiques des discontinuités GMD WCE-PEG dans la pegmatite et ensembles de joints interprétés pour les zones ouest, centrale et est. 184

Figure 78. Projections stéréographiques des discontinuités dans l'amphibolite dans la zone minière souterraine et ensembles de joints interprétés. 185

Figure 79. Projections stéréographiques des discontinuités dans la pegmatite dans la zone souterraine et ensembles de joints interprétés. 185

Figure 80. Projections stéréographiques des discontinuités dans les métasédiments dans la zone minière souterraine et ensembles de joints interprétés. 186

Figure 81. Projections stéréographiques des discontinuités dans la roche ultramafique de la zone minière souterraine et ensembles de joints interprétés. 186

Figure 82. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Amphibolite 188

Figure 83. Stéréogramme pour les zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Pegmatite 188

Figure 84. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Guyer) 188

Figure 85. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Marbot) 188

Figure 86. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Ultramafique 189

Figure 87. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Guyer) - Nord 189

Figure 88. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Marbot) - Nord 189

Figure 89. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Guyer) - Sud 189

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Figure 90. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Marbot) - Sud 190
Figure 91. Conception FS de la mine à ciel ouvert fournie par GMS en mars 2025.....192
Figure 92. Secteurs de la mine à ciel ouvert basés sur la conception de la mine de mars 2025.....193
Figure 93. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur A (AMP).....195
Figure 94. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur B (AMP, PEG, UMU). 197
Figure 95. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur C-1 (AMP).....199
Figure 96. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur C-2 (META). 201
Figure 97. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du laboratoire – Secteur D (AMP). 203
Figure 98. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du laboratoire – Secteur E-1 (META).....205
Figure 99. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur E-2 (UMU). 207
Figure 100. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur F-1 (AMP). 209
Figure 101. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur F-2 (META). 211
Figure 102. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur G-1 (AMP). 213
Figure 103. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du laboratoire – Secteur G-2 (META). 215
Figure 104. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur H (UMU).....217
Figure 105. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur I (AMP, PEG, UMU, META).....219
Figure 106. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur J-1 (AMP).....221
Figure 107. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur J-2 (META).....223
Figure 108. Tableau de stabilité de la chambre à ciel ouvert Potvin – HW : pegmatite ; FW : pegmatite. 225
Figure 109. Graphique de stabilité de la chambre ouverte Potvin – HW : pegmatite (90°) ; FW : pegmatite. 226
Figure 110. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite ; FW : remblai. 227
Figure 111. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite (90°) ; FW : remblai.....228
Figure 112. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite ; FW : amphibolite ou métasédiments. 229
Figure 113. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite (90°) ; FW : amphibolite ou métasédiments.....230
Figure 114. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite (90°) ; FW : ultramafique indifférencié. 231

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Figure 115. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : remblai. 232

Figure 116. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : pegmatite. 233

Figure 117. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : ultramafique indifférencié ; FW : remblai. 234

Figure 118. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : ultramafique indifférencié ; FW : ultramafique indifférencié. 235

Figure 119. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : amphibolite ou métasédiments. 236

Figure 120. Tableau ELOS – HW : pegmatite ; FW : pegmatite. 237

Figure 121. Graphique ELOS – HW : pegmatite (90°) ; FW : pegmatite. 238

Figure 122. Carte ELOS – HW : pegmatite ; FW : remblai. 239

Figure 123. Graphique ELOS – HW : pegmatite (90°) ; FW : remblai. 240

Figure 124. Carte ELOS – HW : pegmatite ; FW : amphibolite ou métasédiments. 241

Figure 125. Carte ELOS – HW : pegmatite (90°) ; FW : amphibolite ou métasédiments. 242

Figure 126. Carte ELOS – HW : pegmatite (90°) ; FW : ultramafique indifférencié. 243

Figure 127. Carte ELOS – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : remblai. 244

Figure 128. Tableau ELOS – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : pegmatite. 245

Figure 129. Tableau ELOS – HW : ultramafique indifférencié ; FW : remblai. 246

Figure 130. Tableau ELOS – HW : ultramafique indifférencié ; FW : ultramafique indifférencié. 247

Figure 131. Carte ELOS – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : amphibolite ou métasédiments. 248

Figure 132. Configuration de la chambre adoptée pour l'évaluation des exigences en matière de résistance du remblai (reproduit à partir de Li et Aubertin (2012)). 249

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Liste des tableaux

Tableau 1. Codes des principales lithologies. 38
Tableau 2. Détails géotechniques des trous de forage. 42
Tableau 3. Détails géomécaniques des trous de forage. 44
Tableau 4. Longueurs géomécaniques enregistrées par trou. 46
Tableau 5. Longueurs enregistrées par type de lithologie. 46
Tableau 6. Résumé des fréquences des essais en laboratoire sur des échantillons de roches par lithologie 49
Tableau 7. Informations sur l'emplacement et la profondeur maximale de chaque unité stratigraphique dans les forages géotechniques. 50
Tableau 8. Épaisseur de chaque unité stratigraphique dans les forages géotechniques. 51
Tableau 9. Épaisseur moyenne de chaque unité stratigraphique dans les forages géotechniques. 51
Tableau 10. Nombre de SPT réalisés dans chaque unité stratigraphique par forage géotechnique et valeurs N moyennes. 52
Tableau 11. Corrélation entre l'angle de frottement et la valeur N (adapté de Terzaghi et al., 1996 et Day, 2005). 52
Tableau 12. Paramètres de résistance des unités stratigraphiques. 53
Tableau 13. Résumé des propriétés du sol utilisées pour les analyses de stabilité. 53
Tableau 14. Résumé de la densité moyenne et du poids unitaire par lithologie 55
Tableau 15. Facteurs de conversion PLT en UCS. 56
Tableau 16. Résistance à la compression uniaxiale obtenue à partir d'essais de charge ponctuelle sur site. 56
Tableau 17. Résumé des résistances à la compression uniaxiale – Tous types de rupture. 57
Tableau 18. Résumé des résistances à la compression uniaxiale – Types de rupture intacts et combinés. 58
Tableau 19. Répartition de la résistance à la compression uniaxiale à partir d'essais en laboratoire – Types de rupture intacts et combinés. 58
Tableau 20. Résumé des essais de résistance à la compression triaxiale. 59
Tableau 21. Résumé des essais de résistance à la traction brésilienne – Tous types de rupture. 60
Tableau 22. Résumé de la résistance à la traction brésilienne – Types de rupture intacts. 60
Tableau 23. Résumé des propriétés élastiques. 61
Tableau 24. Résumé des propriétés de résistance des roches intactes des principales lithologies. 63

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 25. Résumé des trous de forage utilisés dans l'évaluation de la qualité de la masse rocheuse des mines à ciel ouvert et souterraines. 63
Tableau 26. Résumé du RQD – Mine à ciel ouvert. 65
Tableau 27. Classification des masses rocheuses – Mine à ciel ouvert. 65
Tableau 28. Cotes de classification des masses rocheuses – Mine à ciel ouvert. 66
Tableau 29. Résumé du RQD – Mine souterraine. 66
Tableau 30. Classification des masses rocheuses – Mine souterraine. 66
Tableau 31. Classification des roches – Mine souterraine. 67
Tableau 32. Résumé des propriétés de résistance au cisaillement. 72
Tableau 33. Résumé des levés télévisuels utilisés pour l'analyse structurelle des secteurs à ciel ouvert et souterrains. 72
Tableau 34. Résumé des données structurelles disponibles par type de discontinuité. 73
Tableau 35. Résumé des données structurelles disponibles pour le type lithologique principal. 73
Tableau 36. Ensembles de joints interprétés par domaine géomécanique – Mine à ciel ouvert. 79
Tableau 37. Ensembles de joints interprétés par domaine géomécanique – Mine souterraine. 80
Tableau 38. Résumé des propriétés de résistance des masses rocheuses des principales lithologies. 83
Tableau 39. Hypothèses relatives à l'état de contrainte in situ. 84
Tableau 40. Domaines géotechniques et géomécaniques à ciel ouvert. 86
Tableau 41. Domaines géomécaniques des mines souterraines. 87
Tableau 42. Critères d'acceptation de la conception (reproduit à partir de Read et Stacey, 2009). 91
Tableau 43. Résumé des critères de conception et des hypothèses adoptés pour les bancs d'essai. 92
Tableau 44. Directives de conception pour les morts-terrains. 98
Tableau 45. Analyse de rupture en coin – Combinaisons de joints. 99
Tableau 46. Caractéristiques du secteur de conception des fosses. 101
Tableau 47. Paramètres d'optimisation de la conception des gradins – Secteur A (AMP) 104
Tableau 48. Propriétés des matériaux du modèle numérique à ciel ouvert. 110
Tableau 49. Résumé des directives de conception de la mine à ciel ouvert. 114
Tableau 50. Propriétés des matériaux du modèle numérique global. 118

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 51. Détails sur les roches exposées et les types de matériaux pour les chantiers transversaux et longitudinaux. . 121 Tableau 52. Orientations de la surface des chantiers. 122
Tableau 53. Dimensions optimisées des chambres transversales et limites. 125
Tableau 54. Dimensions optimisées et limites des chambres longitudinales. 125
Tableau 55. Évaluation de la dilution (ELOS) pour les galeries transversales. 129
Tableau 56. Évaluation de la dilution (ELOS) pour les chantiers longitudinaux. 129
Tableau 57. Directives de conception des chantiers. 130
Tableau 58. Résumé des hypothèses ELOS simplifiées à des fins de planification. 130
Tableau 59. Comparaison des exigences de résistance CPB obtenues à partir d'analyses empiriques. 137
Tableau 60. Résumé des exigences en matière de résistance du remblai en pâte cimentée. 138
Tableau 61. Exigences en matière de résistance du remblai en pâte cimentée pendant la durée de vie de la mine. 139
Tableau 62. Lignes directrices relatives à l'exposition acceptable au risque. Reproduit à partir de Carter et Miller (1995). 143
Tableau 63. Résumé des lignes directrices relatives au soutien au sol. 149
Tableau 64. Hypothèses et données utilisées pour la conception de la tranchée en caisson. 152
Tableau 65. Ensembles de joints interprétés dans les métasédiments – Secteur principal du portail 153
Tableau 66. Évaluation du glissement plan des pentes du portail. 154
Tableau 67. Évaluation du glissement en coin des pentes des portails. 154
Tableau 68. Dimensions et configuration de la conception de la tranchée en encorbellement. 156
Tableau 69. Directives pour la conception des pentes à ciel ouvert. 194
Tableau 70. Paramètres d'optimisation de la conception des gradins – Secteur A (AMP) 196
Tableau 71. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur B (AMP, PEG, UMU) 198
Tableau 72. Paramètres d'optimisation de la conception du banc d'essai – Secteur C-1 (AMP) 200
Tableau 73. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur C-2 (META) 202
Tableau 74. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur D (AMP) 204
Tableau 75. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur E-1 (META) 206
Tableau 76. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur E-2 (UMU) 208
Tableau 77. Paramètres d'optimisation de la conception des bancs – Secteur F-1 (AMP) 210

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 78. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur F-2 (META) 212
Tableau 79. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur G-1 (AMP) 214
Tableau 80. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur G-2 (META) 216
Tableau 81. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur H (UMU) 218
Tableau 82. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur I (AMP, PEG, UMU, META) 220
Tableau 83. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur J-1 (AMP) 222
Tableau 84. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur J-2 (META) 224

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

1 Introduction

1.1 Description et état d'avancement du projet

En 2024, Alius Mine Consulting (« **Alius** ») a été mandatée par G Mining Services (« **GMS** ») pour réaliser l'étude géomécanique de faisabilité (« **FS** ») du projet Shaakichiuwaanaan CV5 (**« Shaakichiuwaanaan »** ou **« projet »**) pour PMET Resources (« **PMET** »), situé dans la région de la baie James au Québec, au Canada. L'objectif de ce mandat est de formuler des recommandations géomécaniques à l'appui de l'étude de faisabilité NI 43-101 préparée par GMS. Dans le cadre de ce travail, Alius a réalisé des carottages géomécaniques complémentaires, des essais en laboratoire et élaboré des recommandations en matière de directives de conception pour la mine à ciel ouvert et la mine souterraine.

La pegmatite spodumène CV5 fait partie de la propriété Shaakichiuwaanaan, située à environ 220 km à l'est de Radisson et à 240 km au nord-nord-est de Nemaska, dans la province de Québec, comme le montre la figure 1.

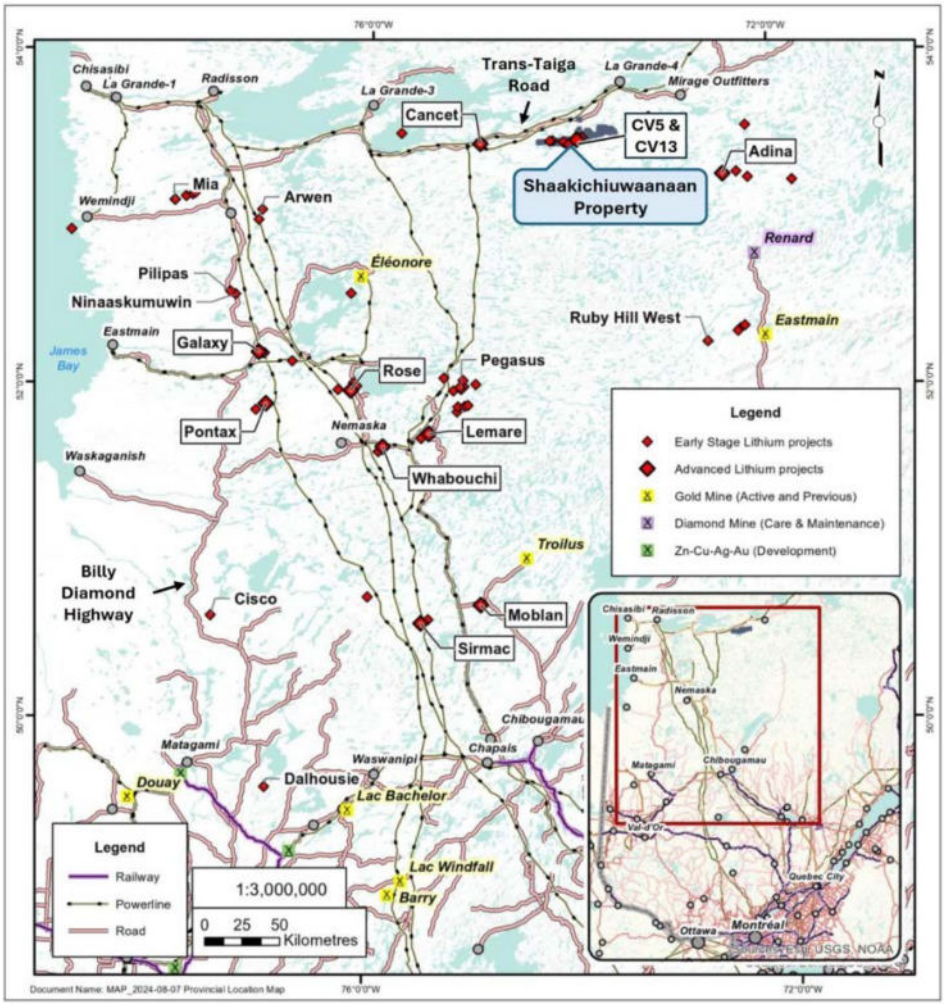


Figure 1. Emplacement général de la propriété Shaakichiuwaanaan (BBA, 2024e).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Selon le cadre de développement de projet présenté par Read et Stacey (2009), la phase actuelle du projet et ses objectifs généraux sont définis comme suit :

> *Étape 3 – Conception de faisabilité*
>
> *L'objectif de cette étape est d'établir une image claire des coûts prévus pour le développement et l'exploitation de la mine. À l'issue de l'étude, d'autres interprétations peuvent être possibles, mais selon l'avis d'une « personne compétente », celles-ci ne devraient pas affecter la viabilité économique potentielle du projet. Pour atteindre ce niveau de précision, des conceptions globales de pentes de l'ordre de ±5° sont nécessaires.*

Les principaux objectifs de ce rapport technique sont donc de fournir des critères de conception pour les mines à ciel ouvert et souterraines proposées, d'identifier et d'évaluer les principaux risques et opportunités géomécaniques qui influencent l'analyse de rentabilité et de recommander des travaux supplémentaires afin d'accroître encore la confiance dans la conception.

1.2 Étendue des travaux

La portée des travaux comprend :

- → La planification et l'exécution d'une campagne complémentaire de forages géomécaniques, la réalisation d'essais de roches en laboratoire et la confirmation que les données disponibles sont suffisantes pour fournir des recommandations de niveau FS.
- → La mise à jour des définitions des domaines géotechnique et géomécanique.
- → Fournir des directives de conception des pentes en matière d'ingénierie des sols et des roches au niveau FS pour la mine à ciel ouvert (OP) sur la base d'analyses cinématiques, d'analyses d'équilibre limite et de modélisation numérique. Les recommandations doivent couvrir les configurations des gradins, des rampes intermédiaires et des pentes globales.
- → Fournir des directives de conception géotechnique au niveau FS pour la mine souterraine (UG) basées sur des méthodes empiriques et une modélisation numérique, couvrant :
  - Conception des chantiers et dilution
  - Exigences en matière de remblayage
  - Séquence d'exploitation
  - Le soutènement
  - Conception des piliers
  - Portail principal
  - Infrastructures souterraines
  - Interaction avec la mine à ciel ouvert

Ce rapport présente des recommandations de conception pour les mines à ciel ouvert et souterraines. Les détails de l'étude géomécanique complémentaire sont fournis dans un rapport factuel distinct (Alius Mine Consulting, 2025).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

1.3 Informations disponibles

L'étude s'appuie sur les sources d'information suivantes :

01. Modèle géologique

→ Les unités lithologiques comprennent l'amphibolite (composée d'Amphibolite 01 à 03), le groupe des métasédiments, l'ultramafique indifférencié et la pegmatite (composée des solides nommés Pegmatite, Pegmatite CV et Pegmatite Feldspar). Des unités plus petites de diabase et de formation ferrifère (Marbot et grenat + Fe-ox) sont également présentes.

→ Dernier modèle lithologique reçu le 29 janvier 2025.

→ Modèle structurel CV5 (c'est-à-dire les failles) reçu le 27 janvier 2025 (modélisé uniquement dans la zone à ciel ouvert).

→ Modèles filaires RQD reçus le 23 décembre 2024.

02. Études et caractérisation géotechniques et géomécaniques

→ Géotechnique :

- Campagne d'études de phase 2 (BBA, 2024c)

→ Géomécanique :

- Caractérisation géomécanique au niveau PEA (BBA, 2023a).
- Campagnes supplémentaires d'études géomécaniques (BBA, 2024a ; BBA, 2024b).

03. Conception de la mine à ciel ouvert

→ Conception de la fosse PEA (figure 3a) pour l'évaluation des directives de conception.

→ Conception finale de la mine à ciel ouvert (figure 3b) reçue le 17 mars 2025, utilisée pour la modélisation numérique.

04. Conception de la mine souterraine

→ Conception de la mine souterraine PEA (figure 4a) utilisée pour l'évaluation des directives de conception.

→ Conception des chantiers intermédiaires (figure 4b) basée sur le modèle en blocs de juillet 2024 (ressources présumées et indiquées), à l'exclusion des chantiers situés au sud de la zone principale.

→ Conception souterraine finale de l'étude de faisabilité (figure 5) reçue le 5 mars 2025, utilisée pour la modélisation numérique.

Sauf indication contraire, les directives de conception présentées dans ce rapport sont basées sur la PEA ou les conceptions intermédiaires, tandis que la modélisation numérique intègre les conceptions finales de l'étude de faisabilité qui comprennent les recommandations mises à jour concernant les pentes et les chantiers.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

2 Contexte général et conditions du site

Cette section fournit une description du site et une description des conditions géologiques.

2.1 Description du site

Le site du projet est situé dans une région au climat subarctique. Les données climatiques de l'aéroport de La Grande Rivière (LG2), près de Radisson, au Québec, à environ 220 km à l'ouest du site, indiquent des températures annuelles variant entre -27 et 20 °C, avec des extrêmes occasionnels de -35 et 26 °C. Les précipitations atteignent leur maximum à la fin août et au début septembre, avec une moyenne mensuelle maximale d'environ 90 mm, tandis que la couverture neigeuse persiste généralement de la mi-octobre à la fin mai (BBA, 2024e).

Le terrain dans la région de Shaakichiuwaanaan est constitué de collines boisées légèrement vallonnées, entrecoupées de ruisseaux et de zones humides, dont l'altitude varie entre environ 260 et 350 m, ce qui est caractéristique de la région de la baie James. La zone du futur projet est partiellement située au-dessus d'un lac et est entourée de nombreux plans d'eau, comme le montre la figure 2.

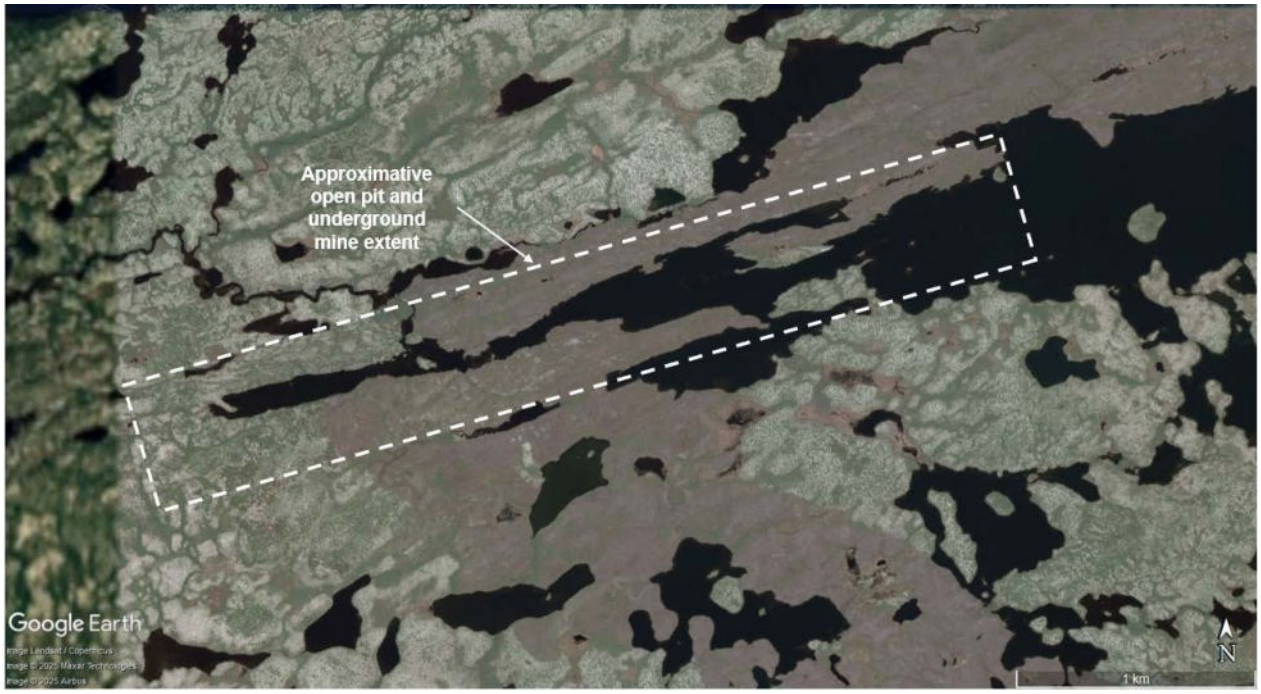


Figure 2. Étendue approximative de la mine à ciel ouvert et de la mine souterraine avec les lacs environnants.

Le gisement du projet se compose d'un grand dyke pegmatitique principal (CV5), accompagné de plusieurs dykes plus petits orientés approximativement est-ouest. Les opérations minières prévues comprendront à la fois l'exploitation à ciel ouvert conventionnelle et l'abattage mécanisé à longs trous pour la mine souterraine. Les dykes pegmatitiques ont une inclinaison d'environ 80° vers le nord. Le gisement s'étend sur une longueur d'environ 4,6 km, avec une minéralisation modélisée de la surface jusqu'à une profondeur de 650 m.

Selon la conception de l'EEP illustrée à la figure 3a, l'orientation de la mine à ciel ouvert est sud-ouest-nord-est

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

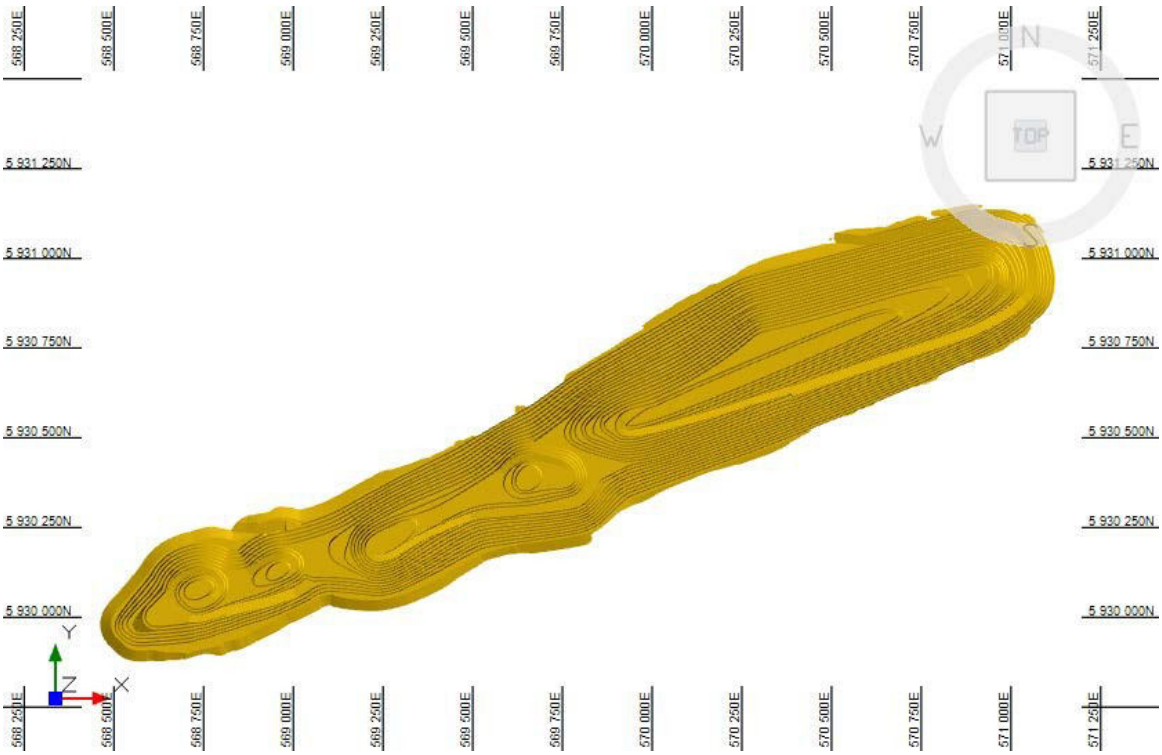
Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

et mesure environ 2,8 km de long et jusqu'à 480 m de large. La zone sud-ouest de la fosse a une profondeur d'environ 70 à 150 m, tandis que la zone nord-est est plus large et plus profonde, atteignant une profondeur d'environ 200 m. Comme indiqué précédemment, une partie importante du gisement se trouve sous le lac 001 et devra donc être asséchée pour permettre l'exploitation à ciel ouvert. Étant donné que les eaux de surface s'écoulent généralement vers l'ouest, le détournement et la gestion de l'eau seront des aspects importants du projet.

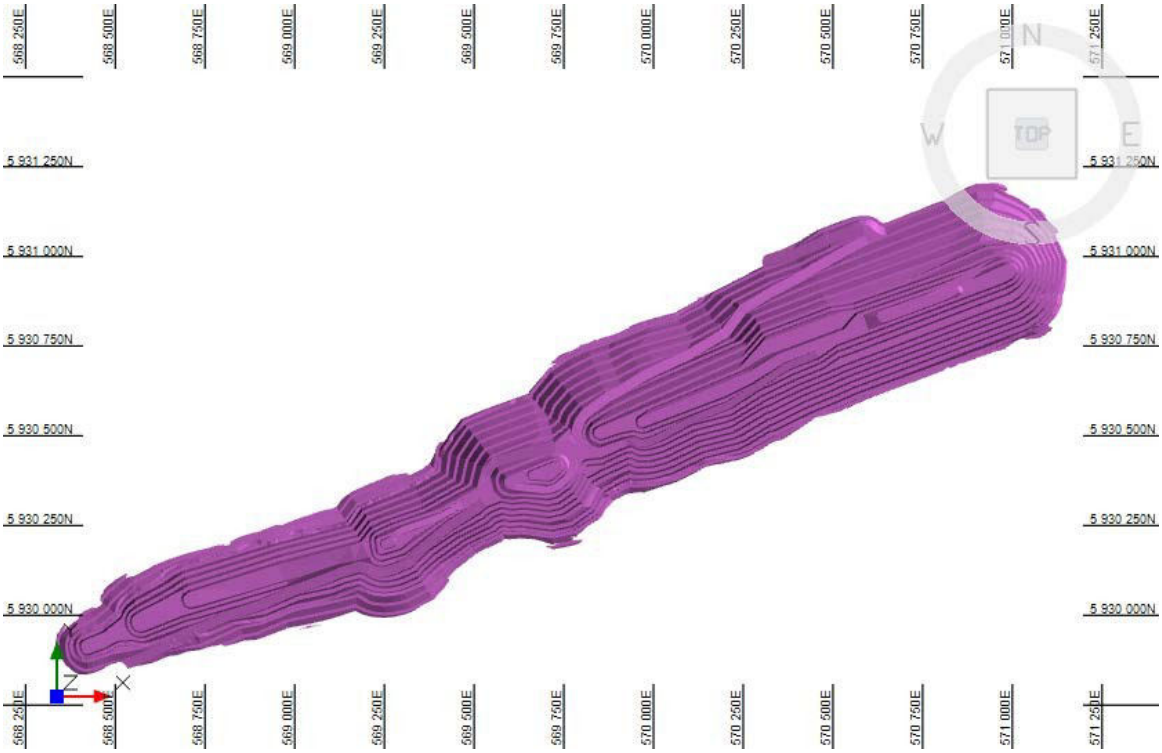
Selon la conception souterraine PEA illustrée à la figure 4a, la mine souterraine est située à l'extrémité nord-est de la fosse et s'étend jusqu'à une profondeur d'environ 490 m sous la surface.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



(a) Conception PEA.

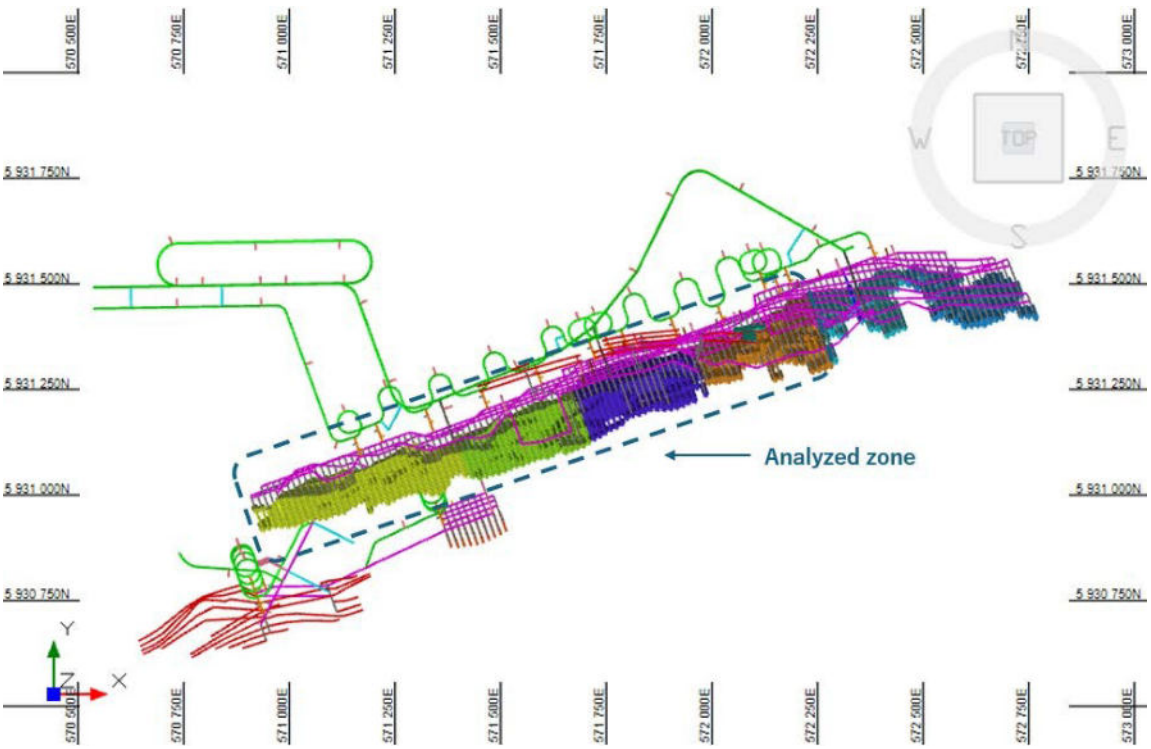


(b) Conception FS.

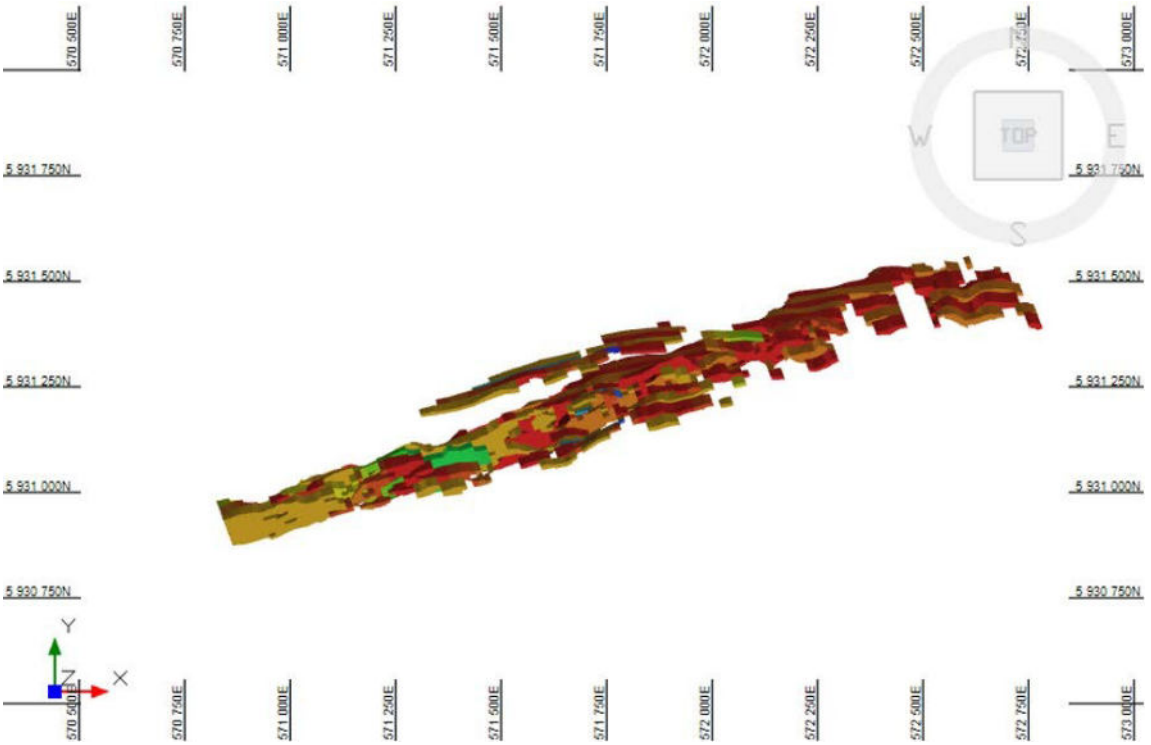
Figure 3. Conceptions à ciel ouvert fournies par GMS – Vues en plan.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



(a) Conception PEA.



(b) Conception intermédiaire (basée sur le modèle de blocs de juillet 2024).

Figure 4. Conceptions de mines souterraines fournies par GMS – Vues en plan.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

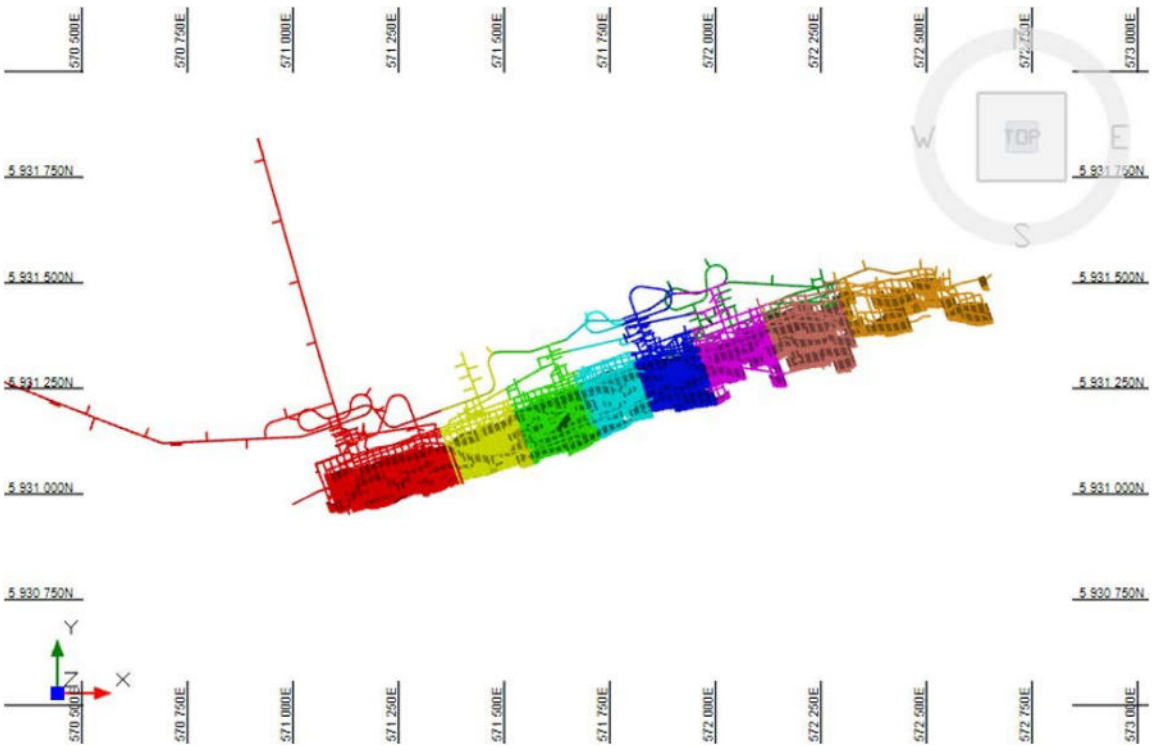


Figure 5. Conceptions de la mine souterraine fournies par GMS – Conception FS.

2.2 Conditions géologiques

2.2.1 Géologie régionale

Au niveau régional, le gisement de pegmatite CV5 est situé dans la sous-province La Grande de la province archéenne du Supérieur, dans le Bouclier canadien, comme le montre la figure 6 (BBA, 2024e). La zone du projet se trouve dans la ceinture de roches vertes de La Grande, un assemblage volcanique-sédimentaire dominé par des roches volcaniques basaltiques à felsiques intercalées avec des unités métasédimentaires qui ont été métamorphosées en faciès amphibolite.

La sous-province La Grande s'étend parallèlement au corridor structural Wemindji-Caniapiscau et est délimitée au sud par la sous-province Opinaca. La zone de transition entre La Grande et Opinaca abrite plusieurs pegmatites contenant du spodumène, dont la pegmatite CV5.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

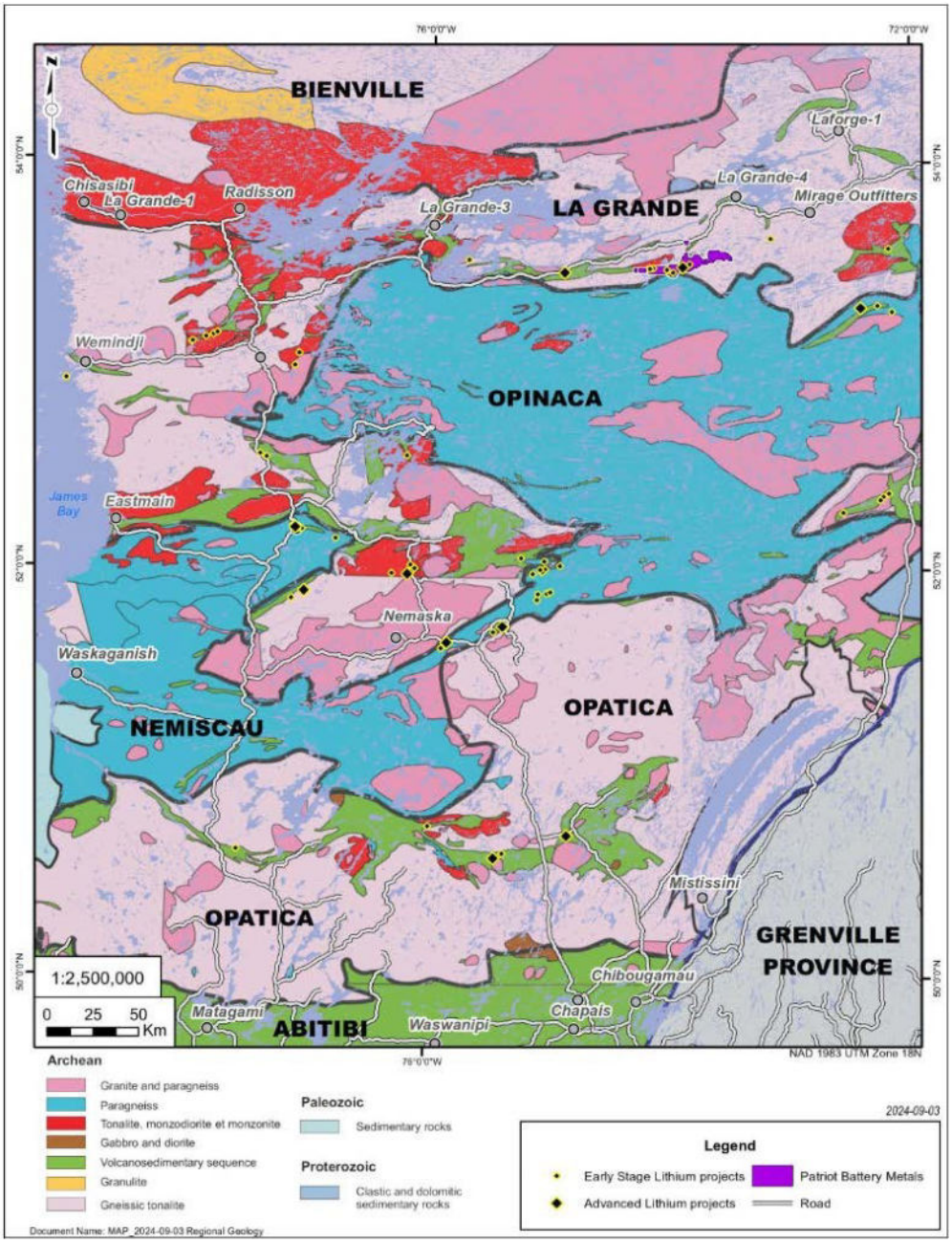


Figure 6. Géologie régionale d' autour du projet Shaakichiuwaanaan (BBA, 2024e).

2.2.2 Géologie locale

Au niveau local, le gisement de pegmatite CV5 se trouve dans le groupe Guyer de la ceinture de roches vertes du lac Guyer, qui fait partie de la ceinture de roches vertes plus large de la rivière La Grande (BBA, 2024e). Le groupe Guyer se compose d'une séquence volcanique-sédimentaire dominée par des amphibolites, des roches métasédimentaires et des roches volcaniques intermédiaires à mafiques, ainsi que par des unités ultramafiques mineures telles que des péridotites, des pyroxénites et des komatiites, et des tufs volcaniques felsiques. Ces unités s'étendent généralement d'est en ouest

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

et présentent un pendage modéré à raide vers le sud. Le groupe Guyer est délimité au nord par la formation Magin et au sud par des intrusions de tonalite, de granodiorite et de diorite, ainsi que par les roches métasédimentaires du groupe Marbot. Des dykes gabbroïques protérozoïques des essaims Lac Spirt et Senneterre s'intruisent localement dans ces unités.

La pegmatite CV5 se trouve dans le corridor CV Lithium Pegmatite Trend, un corridor est-ouest d'environ 1 km de large et de plus de 25 km de long qui abrite des pegmatites lithinifères Li-Cs-Ta (LCT). Le dyke CV5 a une longueur approximative de 4,6 km et se trouve principalement dans des roches amphibolites et métasédimentaires. En surface, la pegmatite apparaît soit sous forme d'affleurements en relief élevé en forme de « dos de baleine », soit sous forme d'affleurements plats en relief faible.

Sur la base du modèle lithologique de janvier 2025, les codes des principales unités lithologiques sont présentés dans le tableau 1, ainsi que le système de codification lithologique utilisé dans le présent rapport. Il convient de noter que lorsque le terme « ultramafique » est utilisé dans le présent rapport, il fait spécifiquement référence au groupe ultramafique indifférencié.

Tableau 1. Codes des principales lithologies.

Code	Description
AMP	Amphibolite
DIA	Diabase
IRONF	Formation ferrifère
META	Métasédiments
OVB	Masse rocheuse
PEG	La pegmatite et la pegmatite à spodumène sont modélisées séparément, mais sont regroupées dans le présent rapport.
UMU	Ultramafique indifférencié (« ultramafique »)

Comme l'illustre la figure 7, les parois ultimes de la fosse exposent principalement de l'amphibolite et des métasédiments. Les roches ultramafiques sont exposées localement, tandis que des occurrences de pegmatite sont attendues près du fond de la fosse et dans des sections isolées des parois. Les chantiers souterrains se trouvent principalement dans la pegmatite, mais diverses lithologies peuvent être présentes dans les parois suspendues et les parois de fond immédiates. La caractérisation géomécanique se concentre donc sur les quatre unités principales : AMP, META, UMU et PEG.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

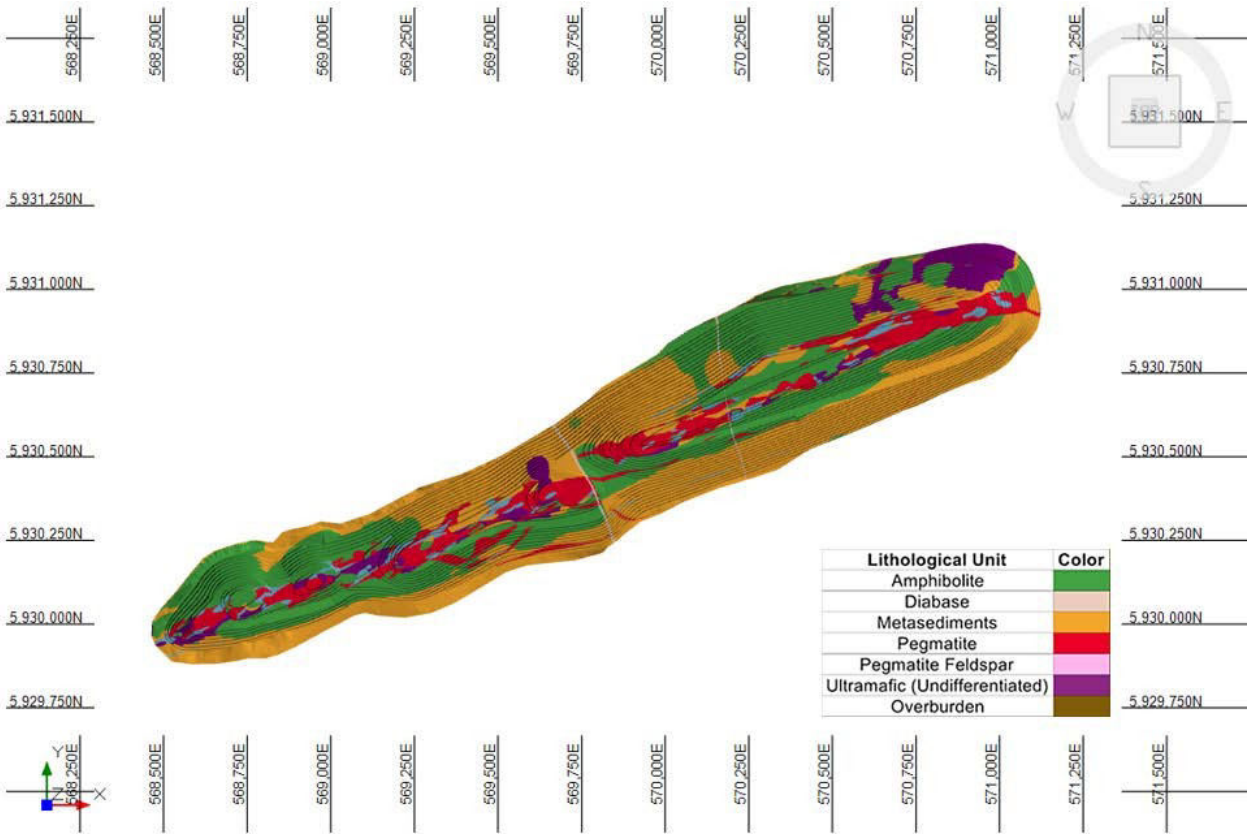


Figure 7. Enveloppe ultime de la fosse colorée en fonction des lithologies exposées dans les parois.

2.2.3 Géologie structurale

La zone du projet Shaakichiuwaanaan a subi de multiples événements tectoniques qui ont produit d'importantes zones de cisaillement orientées est-ouest, notamment la faille Pontois-Sud au nord et la zone de cisaillement Nochet au sud. Dans ce cadre structural, la structure apparente des métasédiments (groupe Guyer) présente généralement un pendage modéré à raide vers le sud. La pegmatite CV5 n'est pas concordante avec la foliation régionale et présente une forte inclinaison vers le nord. À ce jour, aucune déformation significative de la pegmatite n'a été identifiée, à l'exception de plissements mineurs observés ailleurs sur la propriété (BBA, 2024e).

Dans le modèle géologique fourni par GMS, six failles subverticales interprétées recoupent la mine à ciel ouvert, comme le montre la figure 8. Parmi celles-ci, la faille FLT_1025, une structure orientée nord-ouest-sud-est qui traverse la partie centrale de la mine, présente un déplacement mesurable dans les lithologies modélisées et est la seule faille présentant un décalage interprété significatif.

À ce stade, il est difficile de définir avec précision la position et l'étendue de plusieurs structures, car bon nombre de leurs traces sont subparallèles à l'orientation des trous de forage géologiques. Cette géométrie réduit la probabilité que les failles intersectent le noyau, ce qui pourrait entraîner une sous-représentation ou une incertitude dans la caractérisation des failles. Les failles orientées approximativement perpendiculairement aux parois de la fosse doivent donc être interprétées avec prudence et surveillées de près pendant le développement de la fosse. Cette

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

limitation ne s'applique pas aux failles orientées perpendiculairement aux traces des trous de forage.

Actuellement, la modélisation structurelle ne couvre que la zone à ciel ouvert ; aucune structure n'a encore été modélisée pour la mine souterraine. Il sera important de développer un modèle structurel plus détaillé afin de s'assurer qu'aucune zone de faille majeure n'affecte négativement les opérations à ciel ouvert ou souterraines.

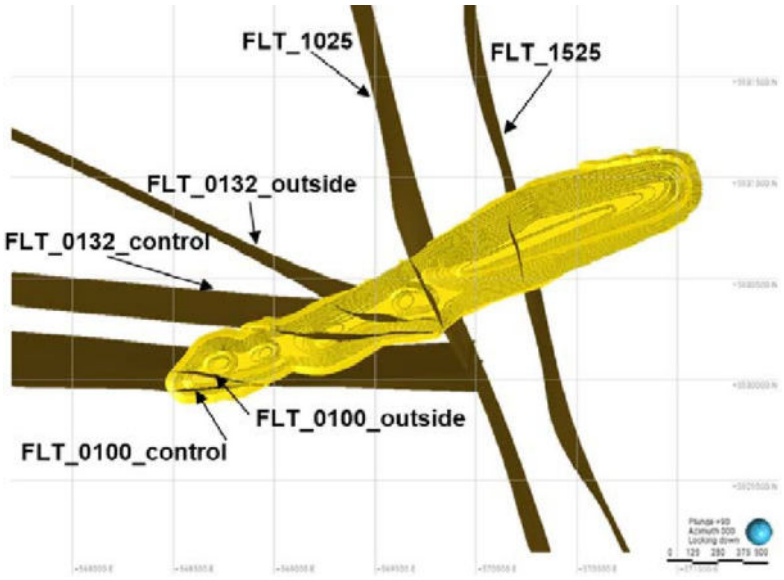


Figure 8. Emplacement des six failles subverticales qui croisent la mine à ciel ouvert.

2.3 Hydrogéologie

La base de référence hydrogéologique du projet est établie dans BBA (2023b). Cette étude se concentre sur l'empreinte de la mine à ciel ouvert prévue à CV5, qui, à l'époque (2023), correspondait à une fosse englobant à la fois les conceptions actuelles de la mine à ciel ouvert et de la mine souterraine de l'étude de faisabilité.

Le rapport couvre la conductivité hydraulique, le niveau des eaux souterraines et la qualité des eaux souterraines pour trois unités hydrostratigraphiques principales : les morts-terrains, les sédiments lacustres et le substrat rocheux. Les caractéristiques de chaque unité présentées par BBA (2023b) sont les suivantes :

- → Matières en excès : de minces dépôts de matières en excès forment la zone vadose. Compte tenu de la nature des matériaux rencontrés (principalement des dépôts glaciaires de surface/des till non consolidés composés de blocs et de galets dans une matrice de sable, de limon et de gravier), les dépôts superficiels meubles sont supposés avoir une perméabilité élevée.
- → Sédiments lacustres : cette unité n'a pas été caractérisée dans le cadre de l'étude mentionnée.
- → Substrat rocheux : Le substrat rocheux constitue la principale nappe phréatique du site, caractérisée comme une nappe phréatique non confinée dans une roche fracturée. La masse rocheuse présente généralement une fracturation de faible intensité, avec une conductivité hydraulique moyenne de $3{,}2 \times 10^{-7}$ m/s, ce qui indique une perméabilité moyenne. Les eaux souterraines dans les parties nord et sud de la fosse prévue (2023) s'écoulent généralement vers le lac situé au centre de la fosse, tandis que dans la partie ouest du site, les eaux souterraines s'écoulent vers le nord-ouest en direction de la sortie du lac.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

3 Campagnes d'investigation

Pour étayer l'étude de faisabilité, les investigations disponibles sont regroupées en deux grandes catégories : les investigations géotechniques pour la caractérisation des sols et les investigations géomécaniques pour la caractérisation des masses rocheuses. Les deux types d'investigations sont résumés dans les sous-sections suivantes.

3.1 Programmes géotechniques

Le programme d'études géotechniques a été préparé par BBA, et les essais en laboratoire des échantillons de sol ont été réalisés par Englobe en 2024.

3.1.1 Travaux sur le terrain

Une campagne géotechnique sur le terrain a été menée au cours de l'été et de l'automne 2024 afin de faciliter la caractérisation des sols et les études hydrogéologiques (BBA, 2024c). Le programme, lancé et consigné par BBA, comprenait la description et la classification de soixante-sept (67) trous de forage. Parmi ceux-ci, onze (11) trous de forage situés à moins de 250 m de l'empreinte de la mine à ciel ouvert de l'EEP ont été identifiés comme représentatifs des conditions régionales de recouvrement et ont été pris en compte dans le processus de détermination des lignes directrices de conception géotechnique. L'emplacement des trous de forage sélectionnés est indiqué à la figure 9 et leurs détails sont fournis dans le tableau 2.

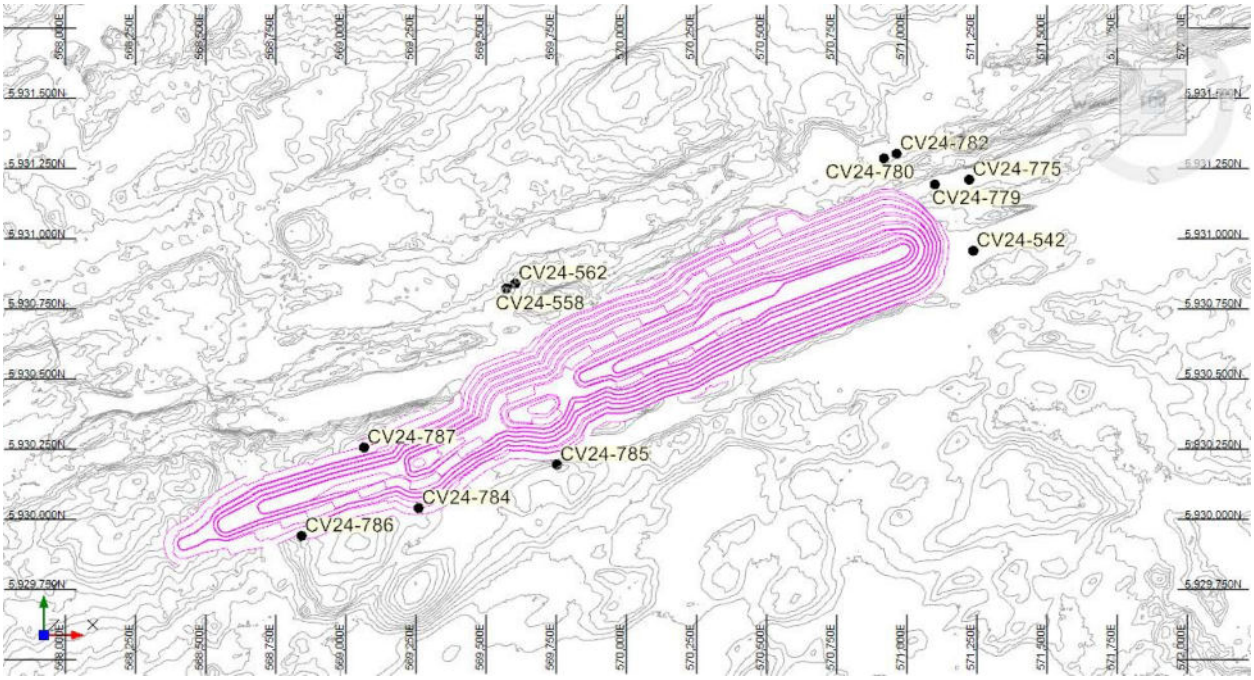


Figure 9. Vue en plan de la fosse à ciel ouvert FS et des trous de forage géotechniques.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 2. Détails géotechniques des trous de forage.

Identifiant DH	Coordonnées du collier			Carotte	Azimut	Pente	Longueur
(CV24–)	**Est** (m)	**Nord** (m)	**Altitude** (m)	**Taille**	(°)	(°)	(m)
542	571 235,6	5 930 959,1	94,86	NQ	0	-90	11,3
558	569 570,6	5 930 824,8	94,86	Siège	0	-90	11,1
562	569 602,1	5 930 842,2	112,10	Siège	0	-90	11,0
775	571 221,3	5 931 212,4	102,07	NTW	0	-90	11,0
779	571 098,5	5 931 194,9	81,42	NTW	0	-90	13,0
780	570 917,1	5 931 288,1	140,26	NTW	0	-90	9,1
782	570 962,2	5 931 304,3	132,56	Siège	0	-90	10,2
784	569 258,0	5 930 042,0	75,38	Siège	0	-90	32
785	569 751,0	5 930 197,0	79,69	NQ	0	-90	3,8
786	568 840,8	5 929 943,0	115,20	NQ	0	-90	25,4
787	569 063,2	5 930 258,0	106,99	NQ	0	-90	18,5

Codes DH ID Identification du trou de forage.
Remarques Coordonnées en NAD83 / zone UTM 18N.
Diamètre HQ : 63,5 mm ; diamètre NQ : 47,6 mm ; diamètre NTW : 64,0 mm.

Le programme sur le terrain consistait à effectuer des essais de pénétration standard (SPT) le long de chaque trou de forage jusqu'à atteindre le substrat rocheux, ainsi qu'à classer visuellement les matériaux récupérés à l'aide d'échantillonneurs à cuillère fendue. Des échantillons de sol et de roche ont également été prélevés au cours de la campagne en vue d'analyses ultérieures en laboratoire.

3.1.2 Essais en laboratoire

Les essais en laboratoire des échantillons de sol provenant des trous de forage sélectionnés se sont limités à l'analyse de la distribution granulométrique, de la sédimentation et de la teneur en eau. Ces essais ont été principalement réalisés afin de valider la classification des matériaux.

3.2 Programmes géomécaniques

En 2024, plusieurs campagnes de diagraphie ont été menées afin d'acquérir des données pour soutenir le développement d'un modèle géomécanique adapté à la fois à l'analyse de la stabilité des pentes de la fosse et à celle de la stabilité souterraine. Un programme, planifié et enregistré par BBA, a été réalisé au début de la phase d'étude de faisabilité (BBA, 2024a ; BBA, 2024b). Le programme d'étude géomécanique le plus récent a été conçu et exécuté par Alius, et les relevés sur le terrain ont été effectués par le personnel d'Alius (Alius Mine Consulting, 2025). L'objectif du programme d'étude complémentaire d'Alius était de combler les lacunes identifiées dans la caractérisation précédente de la masse rocheuse.

Les essais en laboratoire des échantillons prélevés lors de la campagne de relevés géomécaniques d'Alius ont été réalisés au laboratoire de mécanique des roches d'Alius à Québec (Québec), à l'exception des essais de cisaillement direct, qui ont été effectués par WSP. Les échantillons prélevés par BBA au cours de sa campagne ont été testés au laboratoire de mécanique des roches de l'université Queen's à Kingston (Ontario), à l'exception des essais de cisaillement direct.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

tests, qui ont également été réalisés par WSP.

Une base de données historique des forages réalisés entre 2021 et 2024 est également disponible. L'équipe géologique de PMET et Dahrouge Geological Consulting Ltd. (« **Dahrouge** ») a enregistré ces carottes et recueilli des données géomécaniques de haut niveau. Cette base de données comprend un rapport géomécanique rapide : RQD, nombre estimé de joints, rugosité et altération des joints, et résistance des roches intactes sur le terrain, telle que déterminée par des essais au marteau géologique. Alius n'a pas mis en œuvre de procédures d'assurance qualité/contrôle qualité pour examiner de manière approfondie cette base de données historique. Néanmoins, ces données ont été utilisées à des fins de comparaison avec les résultats des études géomécaniques de 2024.

3.2.1 Travaux sur le terrain

Étant donné que le projet Shaakichiuwaanaan comprend à la fois des opérations minières à ciel ouvert et souterraines, le forage géomécanique a ciblé des zones spécifiques en conséquence, sur la base de l'enveloppe de la fosse PEA et de l'étendue des chantiers PEA à l'époque. Les études géomécaniques sur le terrain ont été menées en trois phases successives :

01. Phase 1
    - → Par BBA en avril 2024
    - → Six (6) trous de forage ont été enregistrés : CV24-447, CV24-456, CV24-459, CV24-469, CV24-479 et CV24-496
    - → Détails dans BBA (2024a)
02. Phase 2
    - → Par BBA en septembre 2024
    - → Quatre (4) trous de forage ont été enregistrés : CV24-663, CV24-679, CV24-684 et CV24-689
    - → Détails dans BBA (2024b)
03. Phase 3
    - → Par Alius en octobre 2024
    - → Quatre (4) trous de forage ont été enregistrés : CV24-769, CV24-777, CV24-781 et CV24-783
    - → Détails dans Alius Mine Consulting (2025)

La collecte de données sur le terrain a principalement consisté en un carottage géomécanique, un échantillonnage de carottes de roche, une estimation de la résistance de la roche intacte à l'aide d'un marteau géologique et d'essais de charge ponctuelle (PLT) sur site, ainsi que la caractérisation des discontinuités intersectant les carottes NQ et NQ3 récupérées à partir des quatorze
(14) forages non orientés. L'identification des joints naturels par rapport aux joints mécaniques a été effectuée directement sur la foreuse par l'équipe géologique de Dahrouge, à l'aide d'un système de manipulation des carottes à tube fendu afin d'assurer une différenciation optimale. Lors de la diagraphie géomécanique, cette identification a permis de s'assurer que les données étaient collectées exclusivement à partir de joints naturels. Les failles et les débris naturels ou les carottes brisées n'ont pas été marqués ; leur inclusion dans la diagraphie géomécanique est donc basée sur l'interprétation des diagraphistes.

Les détails de ces trous de forage sont fournis dans le tableau 3. Il convient de noter que les intervalles enregistrés ne correspondent pas toujours à la longueur totale forée, car l'enregistrement s'est concentré sur les sections de carottes les plus pertinentes et n'a pas été effectué de manière cohérente sur l'ensemble du trou.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Au cours des campagnes de carottage, les carottes n'ont pas été orientées ; par conséquent, aucune mesure manuelle de l'orientation des joints n'a été effectuée. À la place, les informations structurelles ont été obtenues grâce à des levés Televiewer réalisés par DGI Geoscience Inc. Au total, soixante-cinq (65) levés Televiewer (TV) – tant optiques (OTV) qu'acoustiques (ATV) – ont été effectués, principalement dans des trous de forage géologiques. Des détails supplémentaires sont fournis à la section 5.1.2. La figure 10 présente l'emplacement des trous de forage et des levés Televiewer associés par rapport aux conceptions de la mine à ciel ouvert et de la mine souterraine de FS.

Tableau 3. Détails géomécaniques des trous de forage.

Identifiant DDH	**Coordonnées du collier**			**Carotte**	**Azimut**	**Pente**	**Longueur**
(CV24–)	**E** (m)	**N** (m)	**Z** (m)	**Taille**	(°)	(°)	(m)
447	571 152,3	5 931 101,1	375,1	NQ	130	-55	308,0
456	570 174,5	5 930 836,0	378,3	NQ	200	-55	456,9
459	571 508,9	5 930 921,8	374,6	NQ	296	-60	314,1
469	571 572,0	5 930 953,4	373,2	NQ	40	-60	407,0
479	570 355,0	5 930 476,9	379,2	NQ	16	-55	467,1
496	571 529,1	5 931 440,2	390,7	NQ	113	-55	509,0
663	570 784,8	5 930 905,2	371,8	NQ	160	-60	215,0
679	570 814,8	5 931 002,4	372,0	NQ	340	-60	124,9
684	570 932,4	5 930 996,7	371,9	NQ	27	-60	161,0
689	569 705,4	5 930 476,0	380,2	NQ	11	-51	167,0
769	571 579,6	5 931 234,4	374,9	NQ3	170	-68	374,0
777	568 849,4	5 930 131,6	395,1	NQ3	340	-75	101,1
781	569 283,5	5 930 125,5	388,4	NQ3	330	-84	200,1
783	571 927,4	5 931 447,3	377,6	NQ3	145	-68	416,0

Codes DDH ID Identification du trou de forage au diamant.
Remarques Coordonnées en NAD83 / zone UTM 18N.
Diamètre NQ : 47,6 mm ; diamètre NQ3 : 45,0 mm.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

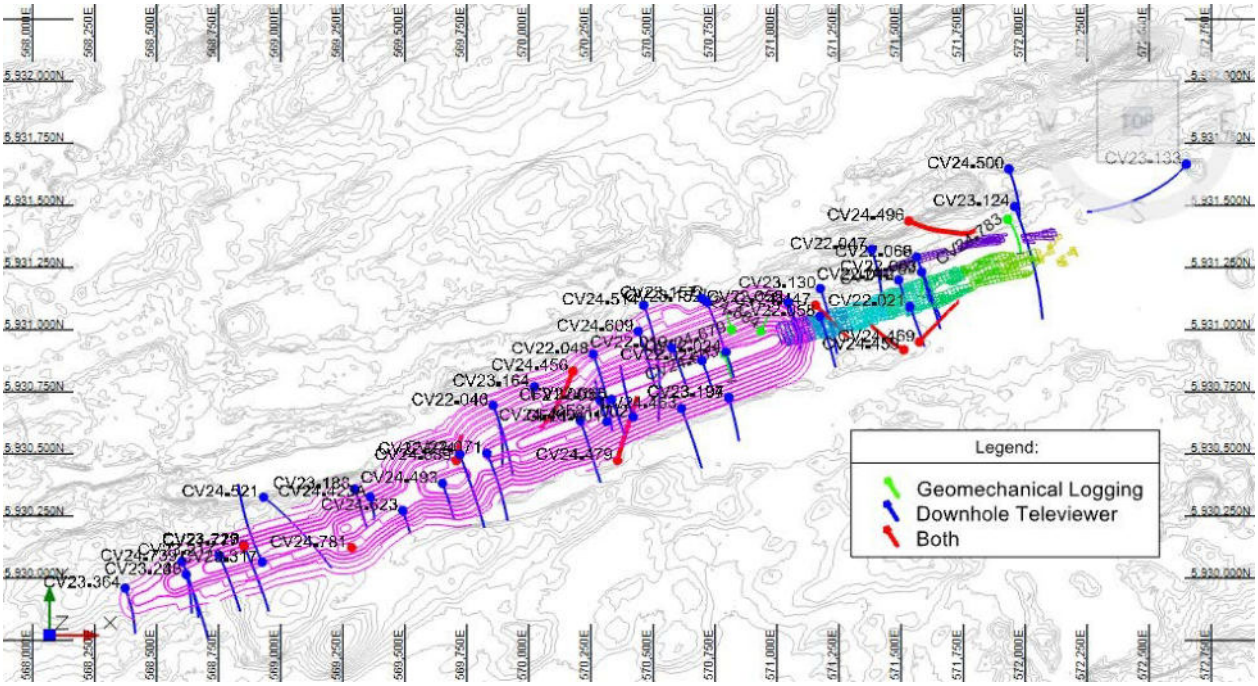


Figure 10. Emplacement des trous de forage géomécaniques et des levés télévueurs sur la conception de la mine à ciel ouvert et souterraine de FS.

La diagraphie géomécanique comprend la collecte des données suivantes :

- → Diagraphie par intervalles (position, lithologie, taux de récupération total des carottes (TCR), indice de qualité des roches (RQD), altération et dégradation, nombre de caractéristiques, nombre de joints et résistance des roches intactes sur le terrain)
- → Carottage de discontinuité (profondeur, type, ouverture, altération, rugosité et état)
- → Données ponctuelles (essais de charge ponctuelle)

Au cours des campagnes géomécaniques de 2024, la longueur totale des carottes enregistrées est d'environ 3 575 m. Le tableau 4 présente la longueur enregistrée par trou, ainsi que les rapports factuels correspondants couvrant chaque trou.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 4. Longueurs géomécaniques enregistrées par trou pour l' .

DDH ID (CV24–) (m)	Intervalles enregistrés		Longueur (m)	Source
	Profondeur à partir de (m)	Profondeur jusqu'à		
447	11	308	297	BBA (2024a)
456	6	457	451	BBA (2024a)
459	5	314	309	BBA (2024a)
469	8	407	399	BBA (2024a)
479	5	467	462	BBA (2024a)
496	8	509	501	BBA (2024a)
663	8	215	207	BBA (2024b)
679	8	125	117	BBA (2024b)
684	8	161	153	BBA (2024b)
689	14	167	153	BBA (2024b)
769	92	318	226	Alius Mine Consulting (2025)
777	25	101	76	Alius Mine Consulting (2025)
781	22	167	145	Alius Mine Consulting (2025)
783	257	413	156	Alius Mine Consulting (2025)

Codes DDH ID Identification du trou de forage au diamant.

Les quatre principales lithologies enregistrées sont l'amphibolite, la pegmatite, les métasédiments et les roches ultramafiques, qui sont également les quatre principales lithologies exposées sur les parois de la fosse et des chantiers. Le tableau 5 et la figure 11 présentent la longueur enregistrée par type de lithologie. La figure 12 résume les lithologies recoupées dans chaque trou enregistré.

Tableau 5. Longueurs enregistrées par type de lithologie.

Lithologie	Carottage enregistré	
	Longueur totale (m)	Fréquence relative (%)
Métasédiments	1 555,5	43
Amphibolite	1 319,4	36,9
Pegmatite	456,2	12,8
Ultramafique	169,2	4,7
Formation ferrifère	63,3	1,8
Diabase	9,1	0,3
Surcouche	3,0	0,1
Total	**3 575,7**	**100**

Remarques Des écarts dans les calculs peuvent apparaître en raison d'erreurs d'arrondi.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

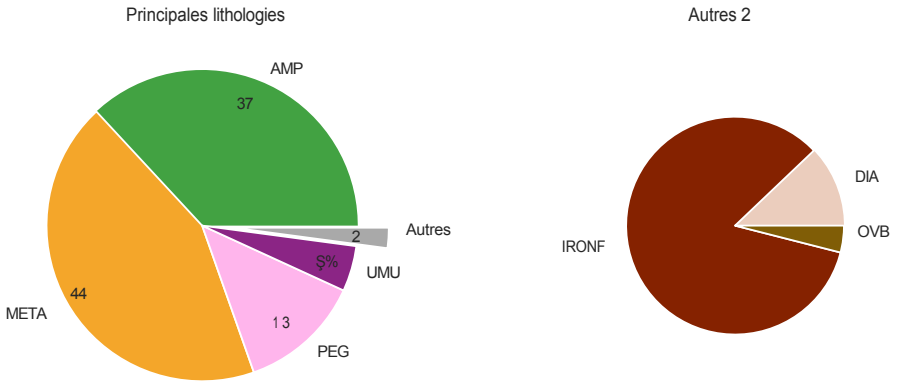


Figure 11. Répartition lithologique enregistrée.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

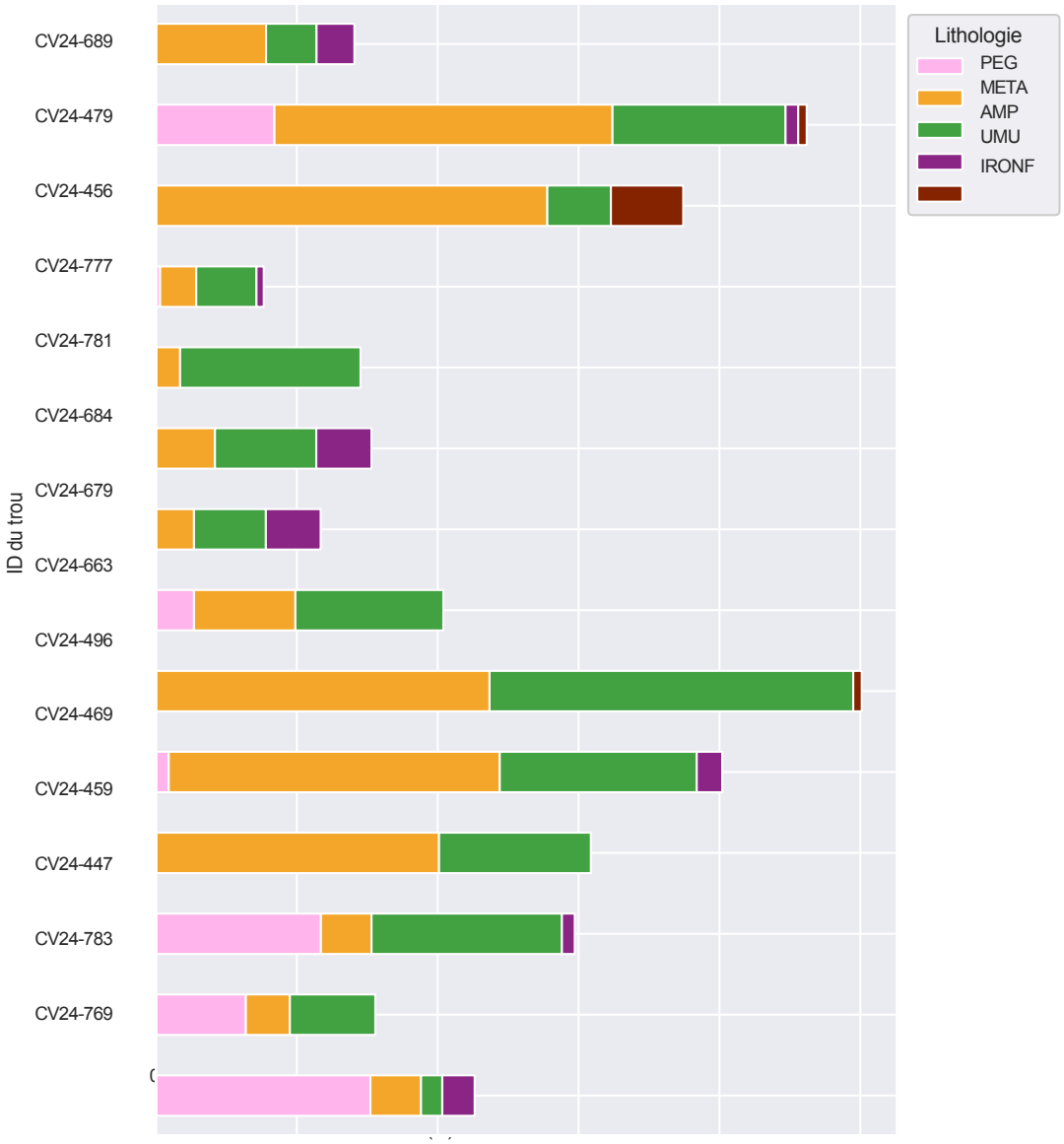


Figure 12. Longueur enregistrée par trou pour la lithologie.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

3.2.2 Essais en laboratoire

Des échantillons représentatifs de chaque lithologie ont été prélevés dans les trous de forage géomécaniques par le personnel de BBA et d'Alius lors du carottage, afin d'être soumis à des essais en laboratoire sur des roches intactes et des discontinuités ouvertes. Le programme comprenait des essais de charge ponctuelle axiale et diamétrale (PLT), des essais de résistance à la traction brésilienne (BTS), des essais de résistance à la compression uniaxiale (UCS), des essais de résistance à la compression triaxiale (TCS) sur des échantillons de roche et des essais de cisaillement direct (DST) sur des discontinuités ouvertes.

Les rapports factuels de BBA (2024a), BBA (2024b) et Alius Mine Consulting (2025) présentent les résultats complets des essais en laboratoire. Le nombre total d'essais disponibles, par type et par lithologie, pour tous les types de rupture, est présenté dans le tableau 6.

Tableau 6. Résumé des fréquences des essais en laboratoire sur des échantillons de roches par lithologie.

Lithologie	BTS	UCS	TCS	PLT		DST
				Axiale	Diamétral	
Amphibolite	44	17	23	2	5	12
Métasédiments	36	23	27	3	7	4
Pegmatite	20	14	15	10	6	0
Ultramafique	26	17	16	0	0	6

Codes BTS Résistance à la traction brésilienne, UCS Résistance à la compression uniaxiale, TCS Résistance à la compression triaxiale, PLT Essai de charge ponctuelle, Essai de cisaillement direct DST.
Remarques Le nombre total de PLT n'inclut pas les essais réalisés directement sur site.
Les essais DST ont été réalisés en 3 ou 4 étapes chacun.
Le nombre total d'essais est basé uniquement sur les résultats d'essais valides.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

4 Caractérisation géotechnique

Cette section présente les propriétés physiques et mécaniques des matériaux de recouvrement situés à proximité de la mine.

4.1 Unités stratigraphiques

Les matériaux de recouvrement présents sur le site ont été classés en unités stratigraphiques distinctes en fonction de leur composition et de leurs caractéristiques. Les unités stratigraphiques identifiées sont énumérées ci-dessous :

- → Sol organique
- → Limon et sable
- → Sable et gravier
- → Till

Le substrat rocheux se trouve sous la couche de till. Le forage a été prolongé de quatre (4) mètres en moyenne dans la roche afin de confirmer que le matériau sous-jacent était bien du substrat rocheux et non un gros rocher. Les unités stratigraphiques ont été principalement différenciées en fonction de la taille des grains. Des colonnes stratigraphiques ont été établies pour tous les trous de forage géotechniques pris en compte dans l'étude, et la profondeur et la position de chaque unité sont présentées dans le tableau 7. Ce tableau indique également la distance de chaque trou de forage par rapport à la pente et sa position par rapport aux plans d'eau.

Tableau 7. Informations sur l'emplacement et profondeur maximale de chaque unité stratigraphique dans les forages géotechniques.

DH ID (CV24–)	Distance depuis la pente (m)	Foré dans l'eau	S ratigraphique Profondeur supérieure (m)					
			eau	Sol organique	Limon et sable	Sable et gravier	Till	Fin de la couche de recouvrement
542	120	Oui	0	–	5,0	–	–	5,7
558	250	Non	–	0	–	0,1	–	2,6
562	250	Non	–	0	–	0,4	–	1,3
775	100	Oui	0	–	4,0	4,8	5,8	7,5
779	100	Oui	0	–	4,0	–	5,1	9,1
780	150	Non	–	0	–	0,1	–	0,4
782	170	Non	–	0	–	0,1	–	0,4
784	0	Non	–	0	0,1	1,8	12,2	27,4
785	0	Non	–	0	0,1	–	–	0,3
786	0	Non	–	0	0,1	–	3,3	20,6
787	30	Non	–	0	0,2	–	1,4	14,0

Codes DH ID Identification du trou de forage.

À partir de la profondeur maximale de chaque unité stratigraphique, les épaisseurs correspondantes ont été calculées et sont présentées dans le tableau 8.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 8. Épaisseur de chaque unité stratigraphique dans les forages géotechniques.

DH ID	Épaisseur de la stratigraphie (m)			
(CV24–)	Sol organique	Limon et sable	Sable et gravier	Till
542	–	0,8	–	–
558	0,1	–	2,5	–
562	0,4	–	1,0	–
775	–	0,9	1,0	1,7
779	–	1,1	–	4,0
780	0,1	–	0,3	–
782	0,1	–	0,3	–
784	0,1	1,8	10,4	15,3
785	0,1	0,2	–	–
786	0,1	3,2	–	17,3
787	0,2	1,2	0	12,6

Codes DH ID Identification du trou de forage.

Les proportions de chaque unité stratigraphique dans les colonnes de recouvrement sont généralement similaires, et les valeurs moyennes fournissent une représentation raisonnable des conditions du site. L'épaisseur moyenne de chaque unité stratigraphique est présentée dans le tableau 9.

Tableau 9. Épaisseur moyenne de chaque unité stratigraphique dans les forages géotechniques.

Unité stratigraphique	Épaisseur moyenne (m)	Présence relative (%)
Sol organique	0,1	2
Limon et sable	0,8	12
Sable et gravier	1,4	20
Till	4,6	66

La taille des grains, critère clé pour distinguer les unités stratigraphiques, influence également les caractéristiques de résistance des matériaux dans le contexte de la stabilité des pentes. La section suivante décrit l'approche utilisée pour déterminer les paramètres de résistance de chaque unité stratigraphique.

4.2 Essais in situ

Les seuls essais in situ réalisés dans les forages géotechniques ont consisté en des essais de pénétration standard (SPT), qui ont fourni des valeurs N le long des profils de forage. Ces valeurs N ont ensuite été utilisées pour estimer les paramètres de résistance des différentes unités stratigraphiques. Le tableau **??** résume le nombre d'essais SPT réalisés dans chaque forage et les valeurs N moyennes correspondantes.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 10. Nombre de SPT réalisés dans chaque unité stratigraphique par forage géotechnique et valeurs N moyennes.

DH ID (CV24–)	Résistance standard à la pénétration (valeur N)							
	Sol organique		Limon et sable		Sable et gravier		Till	
	N	Moyenne	N	Moyenne	N	Moyenne	N	Moyenne
542	–	–	1	10	–	–	–	–
558	–	–	–	–	4	51	–	–
562	1	33	–	–	1	61	–	–
775	–	–	1	6	2	7	1	60
779	–	–	2	2	–	–	1	64
780	–	–	–	–	1	71	–	–
782	–	–	–	–	1	51	–	–
784	–	–	3	11	10	37	1	59
785	–	–	1	54	–	–	–	–
786	–	–	3	49	–	–	–	–
787	–	–	2	25	–	–	–	–
Total	**1**	**33**	**13**	**23**	**19**	**41**	**3**	**61**

Codes DH ID Identification du trou de forage, N nombre de SPT, Avg. valeur N moyenne.

Pour effectuer les analyses de stabilité, il faut disposer des paramètres de résistance pour chaque unité stratigraphique. Comme aucun essai de résistance au cisaillement n'a été effectué en laboratoire pour établir directement les enveloppes de résistance des matériaux stratigraphiques, celles-ci ont été dérivées à partir des corrélations entre les valeurs N moyennes obtenues à partir des essais de pénétration standard et les valeurs de référence tirées de la littérature (Terzaghi et al., 1996). Les tableaux de corrélation utilisés à cette fin sont résumés dans le tableau 11.

Tableau 11. Corrélation entre l'angle de frottement et la valeur N (adapté de Terzaghi et al., 1996 et Day, 2005).

Valeur N	Angle de frottement associé (°)		
	Sable	Limon	Sable et gravier
4	28	–	–
10	30	28	36
30	36	30	40
50	41	34	48

Il convient de noter que les valeurs N sur le terrain ont été utilisées directement, sans correction pour tenir compte de l'efficacité du marteau ou de la pression de recouvrement. Par conséquent, les angles de frottement dérivés doivent être considérés comme approximatifs et adaptés à des niveaux de conception préliminaires.

Les paramètres de résistance utilisés pour modéliser les pentes de sol sont présentés dans le tableau 12.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 12. Paramètres de résistance des unités stratigraphiques.

Unité stratigraphique	Cohésion (kPa)	Angle de frottement (°)
Limon et sable	0	28
Sable et gravier	0	40
Till	0	44

4.3 Tests en laboratoire

Dans la zone entourant la mine à ciel ouvert, les sols résiduels sont principalement à grains grossiers, avec des couches minces localisées de limon, de sable et de gravier. Compte tenu de la nature granuleuse et meuble des matériaux présents sur le site, la résistance au cisaillement du sol a été évaluée uniquement à l'aide d'essais SPT ; aucun essai de résistance en laboratoire n'a été effectué. À la place, des essais en laboratoire ont été réalisés sur des échantillons de sol afin de valider la caractérisation des matériaux. Les échantillons de sol ont été prélevés à l'aide de cuillères fendues et envoyés à Englobe pour être analysés en laboratoire. Au total, 31 essais ont été réalisés sur 11 trous de forage pertinents afin de déterminer la distribution granulométrique et la teneur en eau. Comme ces essais avaient pour but de valider le type de matériau et s'inscrivaient dans le cadre du processus visant à fournir un bon log stratigraphique, leurs résultats ne sont pas présentés dans le présent rapport.

4.4 Paramètres de conception géotechnique

Les paramètres géotechniques utilisés dans les analyses de stabilité sont résumés dans le tableau 13.

Tableau 13. Résumé des propriétés du sol utilisées pour les analyses de stabilité.

Unité stratigraphique	Densité [1] (kN/m^3)	Cohésion (kPa)	Angle de frottement (°)
Limon et sable	20,5	0	2
Sable et gravier	21,1	0	40
Till	22,8	0	44

Notes [1] Les densités des matériaux ont été évaluées sur la base de la littérature (Terzaghi et al., 1996).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

5 Caractérisation géomécanique

Cette section décrit les propriétés physiques et mécaniques de la masse rocheuse présente sur le site du projet Shaakichiuwaanaan, telles qu'elles ont été déterminées à partir des campagnes d'investigation menées par BBA (2024a), BBA (2024b) et Alius Mine Consulting (2025).

Une caractérisation géomécanique a été réalisée pour les quatre principales lithologies, à savoir l'amphibolite, la pegmatite, les métasédiments et la roche ultramafique. Ces unités sont composées de sous-lithologies ; par exemple, il existe plusieurs types de pegmatite, notamment la spodumène, le feldspath et la tourmaline. On a donc supposé que toutes les sous-lithologies incluses dans ces unités avaient des propriétés géomécaniques similaires.

5.1 Caractérisation de la masse rocheuse

Une masse rocheuse est un matériau géologique naturel composé de deux éléments principaux : la matrice rocheuse intacte et ses discontinuités. Les sections suivantes présentent les propriétés de la roche intacte, la classification des masses rocheuses, ainsi que l'orientation et les caractéristiques des discontinuités. Les estimations de la résistance des masses rocheuses et les paramètres de conception finaux sont ensuite décrits. Les domaines géomécaniques qui en résultent sont présentés à la section 6.

5.1.1 Propriétés de la roche intacte

Les propriétés de la roche intacte sont généralement évaluées à partir d'une combinaison d'observations sur le terrain et d'essais en laboratoire. Les paramètres obtenus en laboratoire s'appliquent à la fois à la conception des mines à ciel ouvert et des mines souterraines. Les principaux paramètres de la roche intacte sont les suivants :

- → Densité
- → Résistance à la compression uniaxiale
- → Composantes de la résistance à la compression triaxiale : σ_{ci} et m_i
- → Résistance à la traction
- → Propriétés élastiques : module d'Young et coefficient de Poisson

Densité

La densité (ρ) a été mesurée en laboratoire dans le cadre de la préparation des essais sur les roches. Le nombre d'échantillons testés et les densités moyennes sont présentés dans le tableau 14, ainsi que les poids unitaires correspondants.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 14. Résumé de la densité moyenne et du poids unitaire par lithologie.

Lithologie	N	Densité (kg/m^3)	Poids unitaire (kN/m^3)
Amphibolite	42	2 984	29,3
Métasédiments	27	2 876	28,2
Pegmatite	39	2 636	25,8
Ultramafique	21	2 875	28,2

Codes N nombre d'échantillons.

Résistance à l'état naturel sur le terrain

La résistance de la roche intacte est généralement quantifiée à l'aide du paramètre de résistance à la compression uniaxiale (UCS). L'UCS peut être obtenue à partir d'essais sur le terrain ou d'essais en laboratoire (ASTM, 2014). Les méthodes de terrain les plus courantes comprennent l'essai au marteau de résistance de la roche intacte sur le terrain (FIRS), tel que décrit par l'ISRM (1978), et l'essai de charge ponctuelle (PLT) sur des échantillons de carottes (ASTM, 2016). Dans la mesure du possible, les résultats du PLT sont préférables, car ils fournissent une évaluation plus cohérente et plus fiable de la résistance de la roche intacte.

Les essais de charge ponctuelle ont été réalisés conformément à la norme ASTM D5731 : *Méthode d'essai standard pour la détermination de l'indice de résistance à la charge ponctuelle de la roche et application aux classifications de résistance de la roche* (ASTM, 2016). Les essais ont été réalisés sur chaque intervalle de diagraphie directement sur le site. Étant donné que l'indice de résistance à la charge ponctuelle (I_s) dépend du diamètre équivalent du carottage, une correction de taille a été appliquée pour le normaliser à un diamètre de référence de 50 mm, ce qui a donné la valeur standard Is_{50} . L'indice de résistance à la charge ponctuelle corrigé en fonction de la taille est calculé comme suit :

$$= \frac{P}{De^2} \times Is_{50} \left(\frac{De}{50}\right)^{0,45} \qquad \textit{(équation 1)}$$

Où Is_{50} = indice de résistance à la charge ponctuelle corrigé à 50 mm (MPa)
P = charge de rupture (N)
De = diamètre équivalent du noyau (mm)

La résistance à la compression uniaxiale peut être estimée à partir de Is_{50} à l'aide d'un facteur de conversion k :

$$UCS = k \times Is_{50} \qquad \textit{(équation 2)}$$

À partir des résultats UCS obtenus en laboratoire et des PLT réalisés en laboratoire et sur site, des facteurs de conversion ont été calculés pour chaque unité lithologique et sont présentés dans le tableau 15. Bien que les facteurs de conversion typiques varient entre 20 et 25, une plus grande variabilité peut être observée dans les roches anisotropes (ISRM, 2007), où les valeurs peuvent se situer entre 15 et 50.

Le facteur de conversion obtenu pour l'unité ultramafique indifférenciée est inférieur à ce qui est généralement attendu. Cela s'explique par la nature dispersée des données et l'absence de tendance claire,

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

comme le reflète le coefficient de détermination relativement faible (R^2 = 0,40). Des détails supplémentaires sur le calcul des facteurs de conversion sont fournis à l'annexe A.

Tableau 15. Facteurs de conversion PLT en UCS.

Lithologie	Facteur de conversion	R^2
Amphibolite	20,90	0,80
Métasédiments	17,44	0,71
Pegmatite	15,89	0,84
Ultramafique	8,04	0,40

Codes R^2 Mesure statistique R au carré.

En appliquant ces facteurs de conversion aux valeurs I_{s50} mesurées, un total de 205 essais PLT diamétraux ont été convertis en estimations UCS. Cet ensemble de données constitue la base de l'analyse statistique de l'UCS fondée sur la lithologie. Les résultats pour l'unité ultramafique ont été calculés, mais n'ont pas été utilisés dans la conception en raison de données insuffisantes. Le tableau 16 résume les premier (Q1), deuxième (Q2, médiane) et troisième (Q3) quartiles des valeurs UCS dérivées des données PLT.

Les coefficients de variation élevés reflètent une variabilité importante de la résistance des roches intactes. Sur la base des valeurs médianes (Q2) et conformément à la classification de la résistance des roches de l'ISRM (1978), les amphibolites et les métasédiments sont classés comme des roches *très résistantes*, la pegmatite comme une roche *résistante* et les roches ultramafiques comme des roches *moyennement résistantes*.

Tableau 16. Résistance à la compression uniaxiale obtenue à partir d'essais de charge ponctuelle sur site.

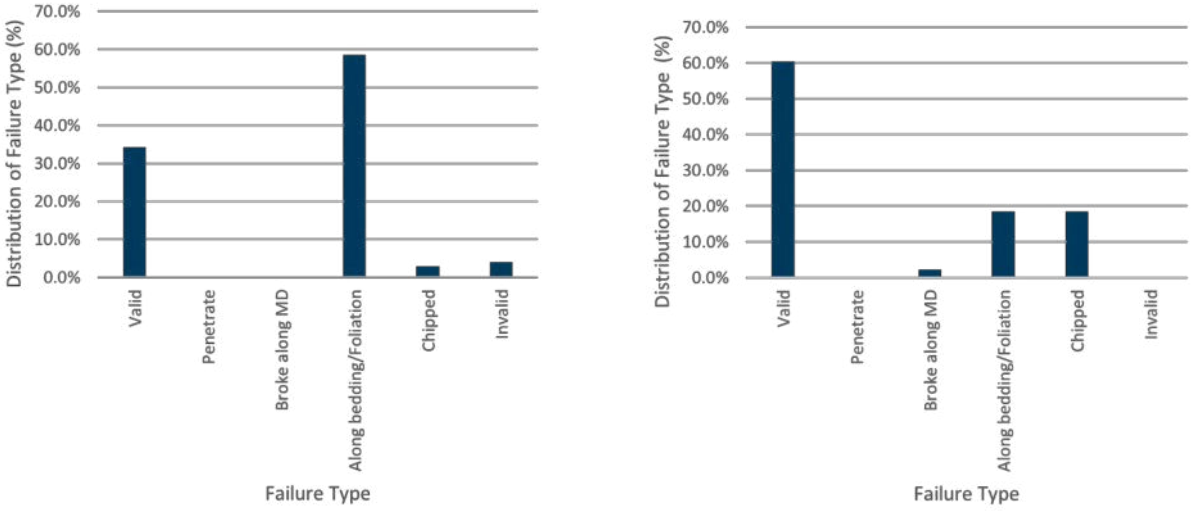
Lithologie	N	UCS from PLT (MPa) Q1	Q2	Q3	Moyenne	COV (%)
Amphibolite	92	107	152	190	154	42
Métasédiments	35	76	133	193	134	53
Pegmatite	70	62	73	90	79	46
Ultramafique	8	14	30	41	28	60

Codes N nombre de tests, Q1 premier quartile, Q2 médiane, Q3 troisième quartile, Moy. moyenne, COV coefficient de variation. Remarques
Faible 0 % < COV < 10 %. **Modéré** 10 % < COV < 30 %. **Élevé** COV > 30 %.
Les valeurs UCS sont obtenues à l'aide des facteurs de conversion présentés dans le tableau 15.

Lors de l'examen des types de rupture à partir du programme PLT, une proportion importante s'est produite le long des plans de foliation. Les figures 13a et 13b illustrent la répartition des types de rupture pour l'amphibolite et les métasédiments.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



(a) Amphibolite. *(b) Métasédiments.*

Figure 13. Répartition des types de rupture lors des essais de charge ponctuelle.

Résistance à la compression uniaxiale

Afin de définir les valeurs représentatives de la résistance à la compression uniaxiale (UCS) pour chaque unité lithologique, tous les résultats d'essais en laboratoire disponibles ont été compilés (Alius Mine Consulting, 2025 ; BBA, 2024a ; BBA, 2024b). Au total, soixante-et-onze (71) résultats UCS valides ont été retenus pour l'analyse. Toutes les valeurs UCS ont été normalisées à un diamètre d'échantillon de référence de 50 mm, conformément à l'approche de correction de taille de Hoek et Brown (1980).

Conformément au cadre d'interprétation proposé par Bewick et al. (2015), les résultats des essais en laboratoire UCS ont été classés selon le mode de rupture (par exemple, fendillement, cisaillement, rupture le long d'une caractéristique discrète ou rupture de la matrice à l'échelle de l'échantillon). Ceux-ci ont ensuite été regroupés en trois classes de types de rupture : intacte, combinée et discrète. Seules les valeurs UCS associées aux types de rupture intacte et combinée ont été retenues pour la caractérisation géomécanique. Un résumé de tous les essais est présenté dans le tableau 17, tandis que l'ensemble des données filtrées (ruptures intactes + combinées) est résumé dans le tableau 18.

Tableau 17. Résumé des résistances à la compression uniaxiale – Tous types de rupture.

Lithologie	N	Labora UCS (MPa)			COV [1]
		oire Min.	Max.	Moyenne	(%)
Amphibolite	17	16	277	171	38
Métasédiments	23	58	251	129	38
Pegmatite	14	20	105	70	35
Ultramafique	17	11	202	66	80

Codes N nombre de tests valides, Min minimum (MPa), Max maximum (MPa), Avg moyenne (MPa), COV coefficient de variation. Remarques [1] COV = σ/μ = écart type (MPa) / moyenne (MPa).
Faible 0 % < COV < 10 %. **Modéré** 10 % < COV < 30 %. **Élevé** COV > 30 %.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 18. Résumé des résistances à la compression uniaxiale – Types de rupture intacts et combinés.

Lithologie	$N_i+N=N_c$	UCS en laboratoire (MPa)			COV [1]
		Min.	Max.	Moyenne	(%)
Amphibolite	10 + 5 = 15	107	277	188	24
Métasédiments	7 + 5 = 12	58	251	142	42
Pegmatite	6 + 3 = 9	51	105	80	25
Ultramafique	8 + 3 = 11	30	202	88	62

Codes N nombre de tests valides, N_i nombre de tests avec type de défaillance intact, N_c nombre de tests avec type de défaillance combiné, Min minimum (MPa), maximum (MPa), moyenne (MPa), coefficient de variation (COV).

Remarques [1] COV = σ/μ = écart type (MPa) / moyenne (MPa).
Faible 0 % < COV < 10 %. **Modéré** 10 % < COV < 30 %. **Élevé** COV > 30 %.

Le tableau 19 présente les premier et deuxième quartiles des valeurs UCS en laboratoire dérivées d'essais présentant des types de rupture intacts ou combinés.

Tableau 19. Répartition de la résistance à la compression uniaxiale à partir d'essais en laboratoire – Types de rupture intacts et combinés.

Lithologie	UCS en laboratoire (MPa)	
	Q1	Q2
Amphibolite	167	186
Métasédiments	101	130
Pegmatite	62	86
Ultramafique	48	55

Codes Q1 Premier quartile. Q2 Médiane.

La comparaison des résultats UCS en laboratoire avec les estimations de résistance intacte à l'échelle du terrain dérivées des essais de charge ponctuelle (section 5.1.1) indique une bonne concordance générale entre les unités amphibolite, métasédimentaire et pegmatite. De légères divergences sont observées dans l'unité ultramafique, où les résistances dérivées des essais PLT ont tendance à être plus faibles.

Résistance à la compression triaxiale

Dans les essais de résistance à la compression triaxiale (TCS), les échantillons sont soumis à une charge axiale jusqu'à la rupture sous une pression de confinement constante. À partir de plusieurs essais TCS, une procédure d'ajustement de courbe peut être utilisée pour déterminer la résistance à la compression non confinée (σ_{ci}) et m_i , deux constantes du matériau rocheux intact nécessaires pour évaluer la résistance de la roche intacte ainsi que la résistance de la masse rocheuse (plus de détails à la section 5.1.4). Comme suggéré par Hoek et Brown (2018), les essais en laboratoire ont été réalisés à l'aide de la méthode à un seul étage plutôt que de la méthode à plusieurs étages. Les essais ont été réalisés sur une gamme de pressions de confinement (σ_3), ce qui a permis d'obtenir un ensemble de données bien réparti, représentatif des niveaux de contrainte attendus.

Les essais TCS ont été réalisés sur les quatre principales unités lithologiques. Le tableau 20 résume les résultats valides provenant de BBA (2024a) et BBA (2024b), ainsi que d'Alius Mine Consulting (2025). Les résultats présentés pour

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

l'amphibolite, les métasédiments et la pegmatite ne reflètent que les essais présentant une rupture de type intact. En revanche, les résultats pour l'unité ultramafique incluent tous les modes de rupture observés (intact, combiné et discret). Ces résultats constituent la base pour l'élaboration des enveloppes de rupture.

Tableau 20. Résumé des essais de résistance à la compression triaxiale.

Lithologie	Confinement, σ_3 (MPa)	Pic Contrainte axiale, σ_1 (MPa)		
		N	Moyenne	COV [1] (%)
Amphibolite	1,0	2	265,6	3
Amphibolite	1,5	1	170,3	–
Amphibolite	2,0	1	270,6	–
Amphibolite	3,0	2	194,6	21
Amphibolite	5,0	4	237,3	34
Amphibolite	15,0	2	392,7	2
Amphibolite	25,0	2	408,1	18
Métasédiments	1,3	1	126,3	–
Métasédiments	1,5	1	189,8	–
Métasédiments	5,0	1	234,2	–
Métasédiments	15,0	3	250,1	3
Pegmatite	1,3	1	63,6	–
Pegmatite	1,5	2	125,8	52
Pegmatite	1,7	1	132,8	–
Pegmatite	5,0	3	254,5	5
Pegmatite	25,0	3	300,3	43
Ultramafique	1,0	2	84,2	87
Ultramafique	1,2	2	23,9	21
Ultramafique	1,3	2	39,8	31
Ultramafique	5,0	3	119,8	13
Ultramafique	15,0	2	129,5	21
Ultramafique	25,0	3	164,9	5

Codes N nombre de tests valides, Avg moyenne (MPa), COV coefficient de variation. Remarques [1]
COV = σ/μ = écart type (MPa) / moyenne (MPa).
Faible 0 % < COV < 10 %. **Modéré** 10 % < COV < 30 %. **Élevé** COV > 30 %.
Amphibolite, métasédiments et pegmatite : type de rupture intacte. Ultramafique : tous les types de rupture.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Résistance à la traction

La résistance à la traction indirecte peut être mesurée en laboratoire à l'aide du test de résistance à la traction brésilienne (BTS). Pour estimer la résistance à la traction directe (DTS) à partir des essais BTS, un facteur de correction doit être appliqué, car les résultats BTS ont tendance à surestimer la capacité de traction réelle. Perras et Diederichs (2014) suggèrent des ratios de correction DTS/BTS de 0,86, 0,82 et 0,70 pour les roches métamorphiques, ignées et sédimentaires, respectivement. Bien que les valeurs DTS corrigées puissent être utilisées lors de l'élaboration d'enveloppes de rupture, Hoek et Brown (2018) notent que l'application d'une limite de tension est généralement plus appropriée que l'intégration directe des données de résistance à la traction dans le processus d'ajustement des enveloppes de Hoek-Brown.

Dans le cadre des campagnes BBA (2024a), BBA (2024b) et Alius Mine Consulting (2025), 126 essais BTS ont été réalisés au total (tableau 21). Seul un nombre limité d'essais a donné des résultats valides, car de nombreux échantillons ont échoué en diagonale entre les points de chargement ou le long des plans de foliation. Seize (16) résultats valides ont été obtenus et sont résumés dans le tableau 22. Les valeurs DTS correspondantes, dérivées à l'aide des facteurs de correction ci-dessus, sont présentées à la fin de cette section, dans le tableau 24.

Tableau 21. Résumé de l' Résumé de la résistance à la traction brésilienne – Tous types de rupture.

Lithologie	N	Laboratoire BTS (MP	a)		COV [1]
		Min.	Max.	Moyenne	(%)
Amphibolite	44	4	25	10	48
Métasédiments	36	2	14	10	22
Pegmatite	20	3	10	7	25
Ultramafique	26	3	14	8	40

Codes N nombre de tests valides, Min minimum (MPa), Max maximum (MPa), Avg moyenne (MPa), COV coefficient de variation.

Remarques [1] COV = σ/μ = écart type (MPa) / moyenne (MPa).
Faible 0 % < COV < 10 %. **Modéré** 10 % < COV < 30 %. **Élevé** COV > 30 %.

Tableau 22. Résumé de la résistance à la traction brésilienne – Types de rupture intacte.

Lithologie	N	Laboratoire BTS (MP	a)		COV [1]
		Min.	Max.	Moyenne	(%)
Amphibolite	6	8	16	11	26
Métasédiments	6	8	13	10	18
Pegmatite	4	6	10	8	23

Codes N nombre de tests valides, Min minimum (MPa), Max maximum (MPa), Avg moyenne (MPa), COV coefficient de variation.

Remarques [1] COV = σ/μ = écart type (MPa) / moyenne (MPa).
Faible 0 % < COV < 10 %. **Modéré** 10 % < COV < 30 %. **Élevé** COV > 30 %.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Propriétés élastiques

Les propriétés élastiques, à savoir le module d'Young (E_i) et le coefficient de Poisson (ν), sont généralement obtenues en mesurant les déformations axiales et latérales lors d'essais de compression uniaxiale.

Pour le projet Shaakichiuwaanaan, le module d'Young intact a été estimé sur la base des rapports de module (MR) et des résistances à la compression non confinée (σ_{ci}). Les rapports de module ont été estimés à partir de la littérature, sur la base des lignes directrices (Hoek, 2006), et σ_{ci} a été obtenu à partir des enveloppes de rupture (présentées dans la section suivante) en utilisant les valeurs moyennes UCS et les résultats individuels des essais TCS, comme présenté dans les sections précédentes. En résumé, le module d'Young intact est calculé à l'aide de la formule suivante :

$$E_i = MR \times \sigma_{ci} \qquad \textit{(équation 3)}$$

Où E_i = module d'Young intact
MR = rapport de module
σ_{ci} = résistance à la compression non confinée

Enfin, les modules d'Young intacts obtenus ont été comparés aux valeurs indiquées dans la littérature (Read et Stacey, 2009), comme le montre le tableau 23.

Le coefficient de Poisson pour les unités lithologiques interprétées à l'aide du modèle constitutif IMASS a été attribué en fonction du GSI (voir équation 4). Pour les autres matériaux, tels que les morts-terrains et la roche encaissante, le coefficient de Poisson a été supposé égal à 0,20, sur la base des travaux de Read et Stacey (2009) et de l'expérience acquise dans le cadre du projet.

$$\nu = 0{,}32 - 0{,}0015 \times GSI \qquad \textit{(équation 4)}$$

Où GSI = Indice de résistance géologique classification des masses rocheuses (section 5.1.2)

Tableau 23. Résumé des propriétés élastiques.

Lithologie	Module Bibliographie [1]	Rapport (–) Conservé	Intact Module d'Young Obtenu [2]	Module (GPa) Bibliographie [3]	Type de roche similaire trouvé dans la littérature
Amphibolite	400–500	450	89,2	30	Amphibolites
Métasédiments	200–1 100	250	38,3	N/A	Métasandstone/ Schistes
Pegmatite	300–550	425	51,2	35-75	Granite
Ultramafique	250–300	275	15,9	N/A	Igné/Péridotite

Codes disponible. N/A aucune donnée
Remarques [1] D'après Hoek (2006).
[2] Calculé à partir de l'équation 3.
[3] D'après Read et Stacey (2009).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Enveloppes de défaillance

Les enveloppes de rupture Hoek-Brown intactes développées pour cette étude sont présentées à la figure 14. Les paramètres Hoek-Brown obtenus – résistance à la compression uniaxiale (σ_{ci}) et constante matérielle m_i – sont résumés dans le tableau 24.

Les enveloppes de rupture Hoek-Brown intactes ont été développées pour chaque lithologie pertinente du projet, à l'aide de données valides issues d'essais de résistance à la compression triaxiale, y compris le type de rupture intact pour l'amphibolite, les métasédiments et la pegmatite, ainsi que tous les types de rupture pour l'unité ultramafique. En comparant la combinaison de différents types de rupture avec les valeurs tirées de la littérature pour les σ_{ci} et m_i obtenus, les types de rupture susmentionnés ont été utilisés pour établir les enveloppes de rupture les plus représentatives. Bien que l'inclusion de ruptures discrètes ne soit pas une approche conventionnelle, le fait de le faire pour l'unité ultramafique a permis d'obtenir une enveloppe de rupture plus réaliste, conforme au comportement mécanique attendu de cette lithologie. L'enveloppe de rupture a été élaborée à partir des valeurs moyennes de résistance à la compression uniaxiale pour les types de rupture intacts et combinés pour chaque lithologie.

Des enveloppes de rupture ont été développées pour chaque lithologie pertinente du projet Shaakichiuwaanaan à l'aide de données valides issues d'essais de résistance à la compression triaxiale. Seules les ruptures de type intact ont été utilisées pour l'amphibolite, les métasédiments et la pegmatite. Pour l'unité ultramafique, tous les types de rupture (intact, combiné et discret) ont été inclus en raison du nombre limité d'essais avec des types de rupture intacts et combinés.

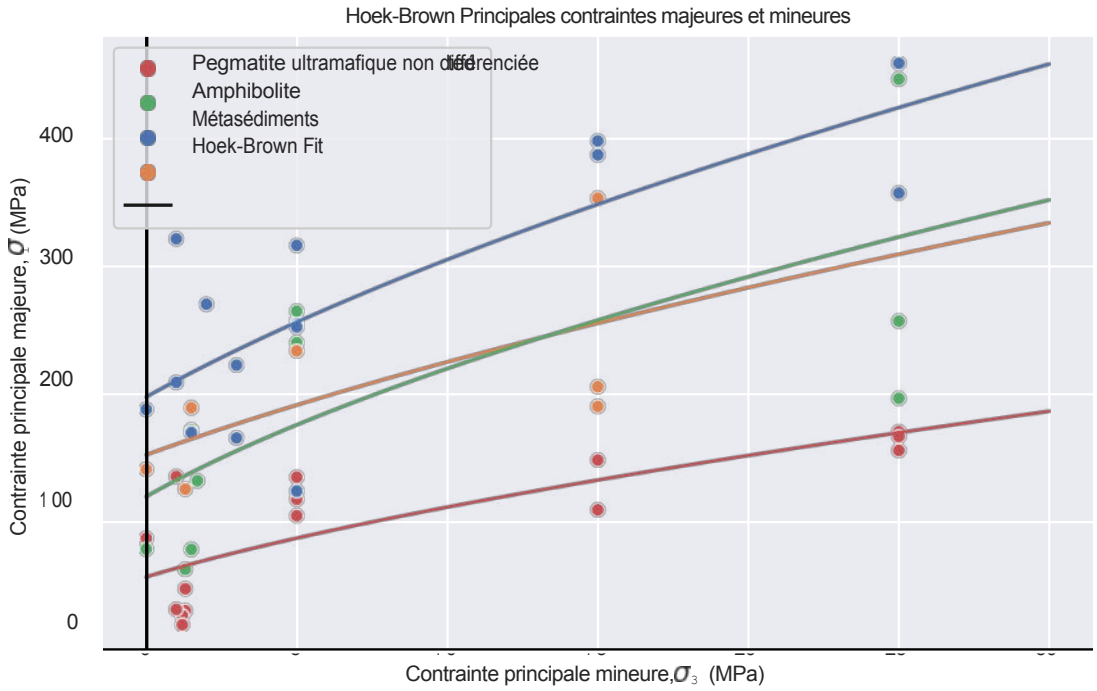


Figure 14. Enveloppes de rupture Hoek-Brown pour roche intacte.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Résumé des propriétés des roches intactes

Un résumé des propriétés des roches intactes des principales lithologies est présenté dans le tableau 24.

Tableau 24. Résumé des propriétés de résistance des roches intactes des principales lithologies.

Lithologie	Densité (kg/m^3)	Résistance à la compression Résistance (MPa)	Tension Résistance (MPa)	Young Module (GPa)	σ_{ci} (MPa)	Constante m_i (–)
Amphibolite	2 984	188	9,5	89,2	198	24,2
Métasédiments	2 636	142	8,6	38,3	153	15,1
Pegmatite	2 876	80	6,6	51,2	120	24,7
Ultramafique	2 875	88	–	15,9	57,7	12,3

Codes σ_{ci} résistance à la compression non confinée de la roche intacte, m_i constante de Hoek-Brown pour la roche intacte.
Remarques La résistance à la compression correspond à la résistance moyenne à la compression uniaxiale provenant uniquement de types de rupture intacts ou combinés.
La résistance à la traction correspond à la résistance à la traction brésilienne moyenne corrigée avec les ratios suggérés par Perras et Diederichs (2014).

5.1.2 Classification des masses rocheuses

La qualité des masses rocheuses peut être évaluée à partir du carottage des trous de forage géomécaniques ou de la cartographie, en utilisant une ou plusieurs méthodes de classification. Pour le projet Shaakichiuwaanaan, la qualité des masses rocheuses a été évaluée à partir du carottage des quatorze (14) trous de forage géomécaniques présentés à la section 3.2. Étant donné que ce projet comprend à la fois des mines à ciel ouvert et des mines souterraines sur une étendue de 4,2 km, des classifications distinctes des masses rocheuses ont été élaborées pour chacune d'entre elles. Bien que les deux zones minières soient largement distinctes sur le plan spatial, une interaction locale se produit près de l'extrémité nord-est de la mine à ciel ouvert, où les travaux souterrains se rapprochent de l'empreinte de la mine (voir section 8.10). Les trous de forage utilisés pour établir les classifications des masses rocheuses sont répertoriés dans le tableau 25.

Tableau 25. Résumé des trous de forage utilisés dans l'évaluation de la qualité de la masse rocheuse des mines à ciel ouvert et souterraines.

Mine	Trous de forage pris en compte
À ciel ouvert	**(CV24-)** 456, 479, 663, 679, 684, 689, 777, 781
Souterrain	**(CV24-)** 447, 459, 469, 496, 663, 679, 684, 769, 783

Remarques Certains trous de forage sont pris en compte à la fois dans l'analyse de la mine à ciel ouvert et dans celle de la mine souterraine en raison de leur emplacement.

La qualité de la masse rocheuse a été évaluée à l'aide de trois systèmes de classification :

→ Évaluation de la qualité de la roche, ou RMR_{76} (Bieniawski, 1976)

→ Indices Q' et Q (Barton et al., 1974)

→ Indice de résistance géologique, ou GSI (Hoek, Carter et Diederichs, 2013)

Les détails du RMR_{76} (Bieniawski, 1976) et des systèmes Q' et Q de l'Institut géotechnique norvégien (NGI) (Barton et al., 1974) sont présentés ci-dessous, en commençant par les équations utilisées pour calculer

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

chaque classification.

$$RMR_{76} = A + B + C + D + E \quad \textit{(équation 5)}$$

Où A = indice de résistance de la roche intacte
B = cote pour la désignation de la qualité de la roche du carottage (RQD)
C = note attribuée à l'espacement des discontinuités
D = évaluation de l'état des discontinuités
E = cote pour les eaux souterraines

$$Q = Q' \times \frac{J_w}{SRF} = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad \textit{(équation 6)}$$

Où RQD = désignation de la qualité de la roche
J_n = nombre de joints
J_r = indice de rugosité des joints J_a
= indice d'altération des joints
J_w = facteur de réduction de l'eau des joints SRF = facteur de réduction des contraintes

Pour simplifier, un rapport J_w/SRF de 1/1 a été utilisé pour les classifications à ciel ouvert et souterraines.

Dans cette étude, le GSI a été évalué à l'aide de l'indice d'état des joints et du RQD, à l'aide des équations suivantes :

$$GSI = 1{,}5 \times JCond_{89} + \frac{RQD}{2} \quad \textit{(équation 7)}$$

Où $JCond_{89}$ = indice d'état des joints tel que défini par Bieniawski (1989)
RQD = désignation de la qualité de la roche telle que définie par Deere et al. (1967) ; la valeur RQD ne doit pas dépasser 80

$$JCond_{89} = 1{,}3 \times JCond_{76} \quad \textit{(équation 8)}$$

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Où $JCond_{76}$ = indice d'état articulaire tel que défini par Bieniawski (1976)

et $JCond_{76}$ = 25, Surface très rugueuse ; non continue ; pas de séparation ; paroi de joint dure

= 20, Surfaces légèrement rugueuses ; séparation < 1 mm ; paroi articulaire dure

= 12, Surfaces légèrement rugueuses ; séparation < 1 mm ; paroi de joint souple

= 06, Surfaces lisses ou rainures < 5 mm d'épaisseur ou
Joints ouverts de 1 à 5 mm ; joints continus

= 00, Gouge souple > 5 mm
d'épaisseur ou
Joints ouverts > 5 mm ; joints continus

Enfin, les valeurs RMR_{76} , GSI, Q et Q' ont été pondérées en fonction de la longueur du parcours afin de refléter la variation des longueurs des intervalles enregistrés. Afin de tenir compte de la variabilité inhérente à la masse rocheuse, les données utilisées pour la classification sont présentées sous forme de limites inférieures et supérieures (premier et deuxième quartiles). Lorsque les données disponibles étaient suffisantes, les ^{25e} et ^{50e} centiles des fonctions de distribution cumulative ont été utilisés pour étayer les recommandations relatives à la conception de la mine souterraine.

Mine à ciel ouvert

Les tableaux 26, 27 et 28 résument les classifications des masses rocheuses pour les quatre principales lithologies qui devraient être exposées dans les parois finales de la mine à ciel ouvert.

Tableau 26. Résumé du RQD – Mine à ciel ouvert.

Lithologie	RQD (%)				
	Q1	Q2	Q3	Moyenne	COV [1] (%)
Amphibolite	69,0	87,5	96,4	79,4	28
Métasédiments	56,9	77,3	89,7	68,8	41
Pegmatite	85,7	89,0	93,8	87,5	11
Ultramafique	62,5	74,6	84,7	72,1	26

Codes RQD désignation de la qualité de la roche, Q1 premier quartile, Q2 médiane, Q3 troisième quartile, Moy. moyenne, COV coefficient de variation. Notes [1] COV = σ/μ = écart type (MPa) / moyenne (MPa).
Faible 0 % < COV < 10 %. **Modéré** 10 % < COV < 30 %. **Élevé** COV > 30 %.

Tableau 27. Classification des masses rocheuses – Mine à ciel ouvert.

Lithologie	RMR_{76}		GSI		Q		Q'	
	Q1	Q2	Q1	Q2	Q1	T2	T1	T2
Amphibolite	60	64	64	71	8	12	8	12
Métasédiments	50	59	50	64	4	12	4	12
Pegmatite	56	64	64	64	11	15	11	15
Ultramafique	53	60	59	64	6	9	6	9

Codes Q1 Premier quartile, Q2 Deuxième quartile.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 28. Classification des roches – Mine à ciel ouvert.

Lithologie	RMR_{76} Évaluation		Q Évaluation	
	Q1	Q2	Q1	Q2
Amphibolite	Passable	Bon	Passable	Bon
Métasédiments	Passable	Passable	Passable	Bon
Pegmatite	Passable	Bon	Bon	Bon
Ultramafique	Passable	Passable	Passable	Passable

Codes Q1 Premier quartile, Q2 Deuxième quartile.

Mine souterraine

Lors de la caractérisation de la masse rocheuse de la zone minière souterraine, les tendances des indices Q' ont été examinées le long des chantiers prévus, et aucune tendance claire n'a été établie pour les valeurs inférieures. La classification de la masse rocheuse présentée ci-dessous est donc considérée comme applicable à l'ensemble de la zone souterraine et sert de base à la définition des domaines géomécaniques associés aux unités lithologiques. Les tableaux 29, 30 et 31 résument les classifications des masses rocheuses pour les quatre principales lithologies de la zone minière souterraine.

Tableau 29. Résumé du RQD – Mine souterraine.

Lithologie	RQD (%)				
	Q1	Q2	Q3	Moyenne	COV [1] (%)
Amphibolite	78,2	88,8	95,6	83,8	20
Métasédiments	71,3	84,5	93,7	80,1	2
Pegmatite	54,5	89,3	98,7	75,0	40
Ultramafique	59,9	78,8	91,1	76,1	24

Codes RQD désignation de la qualité de la roche, Q1 premier quartile, Q2 médiane, Q3 troisième quartile, Avg. moyenne, COV coefficient de variation. Notes [1] COV = σ/μ = écart type (MPa) / moyenne (MPa).
Faible 0 % < COV < 10 %. **Modéré** 10 % < COV < 30 %. **Élevé** COV > 30 %.

Tableau 30. Classification des masses rocheuses – Mine souterraine.

Lithologie	RMR_{76}		GSI		Q		Q'	
	Q1	Q2	Q1	Q2	Q1	T2	T1	T2
Amphibolite	61	68	64	64	11	18	11	18
Métasédiments	56	59	62	64	10	16	10	16
Pegmatite	46	69	44	78	7	18	7	18
Ultramafique	52	60	61	64	5	11	5	11

Codes Q1 premier quartile, Q2 deuxième quartile.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 31. Évaluations de la classification des masses rocheuses selon l' – Mine souterraine.

Lithologie	RMR_{76} Évaluation		Q Évaluation	
	Q1	Q2	Q1	Q2
Amphibolite	Bon	Bon	Bon	Bon
Métasédiments	Passable	Passable	Passable	Bon
Pegmatite	Passable	Bon	Passable	Bon
Ultramafique	Passable	Passable	Passable	Bon

Codes Q1 premier quartile, Q2 deuxième quartile.

Bien que les classifications de la qualité de la masse rocheuse aient été dérivées des relevés géomécaniques de BBA (2024a), BBA (2024b) et Alius Mine Consulting (2025), elles ont été comparées aux relevés rapides effectués par Dahrouge sur 315 trous de forage entre 2022 et 2024 couvrant la zone souterraine. La comparaison a montré des valeurs Q' similaires, ce qui confirme la classification adoptée. La figure 15 montre la distribution des valeurs Q' pour les trous de forage évalués par Dahrouge, indépendamment de la lithologie. La majorité des valeurs Q' varient entre 4 et 40.

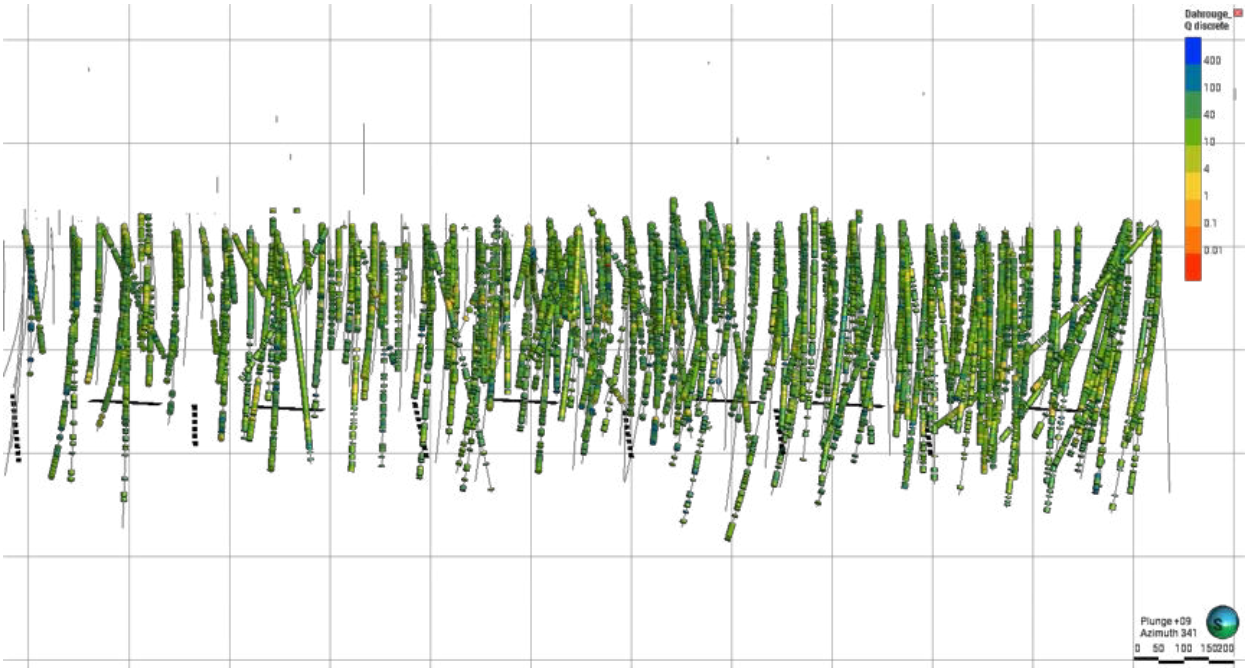


Figure 15. Répartition des valeurs Q' évaluées à partir des trous de forage enregistrés par Dahrouge.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Modèle RQD

Des filigranes RQD ont été fournis par Dahrouge pour représenter les zones de moindre qualité de la roche, définies comme des zones dont les valeurs RQD sont inférieures à 40 %. Le modèle a été construit à partir de l'ensemble de la base de données géologiques (environ 228 000 m de carottes enregistrées). Plusieurs limites ont été relevées :

- → Certains intervalles à faible RQD observés dans les trous de forage ne correspondent à aucune lentille à faible RQD modélisée.
- → Certaines lentilles modélisées ne sont pas directement corroborées par les mesures de faible RQD dans les trous de forage adjacents, ce qui pourrait surestimer leur continuité latérale.
- → La plupart des lentilles à faible RQD sont orientées est-ouest, alors que les failles dominantes s'étendent du nord-ouest au sud-est.

Malgré ces limites, le modèle a été utilisé pour examiner l'étendue et la continuité des zones à faible RQD dans les zones à ciel ouvert et souterraines de la mine. Il est à noter que la majorité de la base de données géologiques affiche des valeurs RQD élevées (Q1 = 97 % ; Q2 = 99 %). Le modèle devrait être affiné davantage au cours de la phase d'ingénierie détaillée.

Pour la mine à ciel ouvert, par rapport à la conception de la fosse PEA illustrée à la figure 16, certaines zones à faible RQD intersectent la paroi de la fosse, bien que leur étendue soit généralement limitée. L'exception est une grande lentille s'étendant du sommet au fond de la fosse le long de la paroi nord, qui correspond approximativement à l'emplacement du plan de faille FLT_1025. L'examen des journaux de forage à proximité de cette lentille indique que très peu de trous de forage ont été creusés derrière la paroi de la fosse. En effet, un seul trou derrière la paroi de la fosse présente un petit intervalle avec des valeurs RQD inférieures à 40 %. Néanmoins, en raison de son association spatiale avec la faille, cette caractéristique doit être prise en compte lors des opérations minières afin d'adapter les pratiques de travail en conséquence.

Pour la mine à ciel ouvert, la comparaison avec la conception de la fosse PEA (figure 16) montre que certaines zones à faible RQD intersectent les parois de la fosse, mais ces occurrences sont généralement de taille limitée. La principale exception est une lentille plus grande s'étendant du sommet au bas de la paroi nord, spatialement associée au plan de faille FLT_1025.

Un examen des journaux de forage à proximité de cette lentille indique que très peu de trous ont été forés derrière la paroi de la fosse. En effet, un seul trou de forage derrière la paroi de la fosse présente un petit intervalle avec des valeurs RQD inférieures à 40 %. Néanmoins, en raison de son association spatiale avec la faille, cette caractéristique doit être prise en compte lors des opérations minières afin que les pratiques minières puissent être ajustées si nécessaire.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

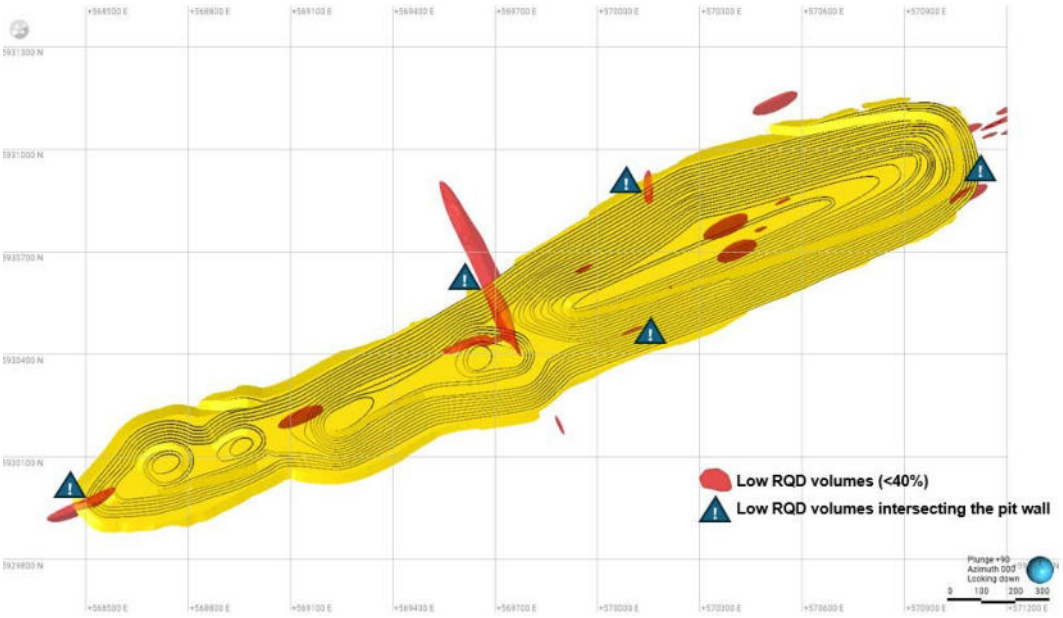


Figure 16. Zones à faible RQD (<40 %) modélisées par l' par rapport à la conception de la mine à ciel ouvert de l'EEP.

Dans la zone minière souterraine (figure 17), plusieurs lentilles discontinues à faible RQD sont présentes, ce qui correspond à la nature dispersée des mesures de faible RQD dans les données de forage. Aucune tendance structurelle ou spatiale cohérente ne peut être établie à partir des informations disponibles.

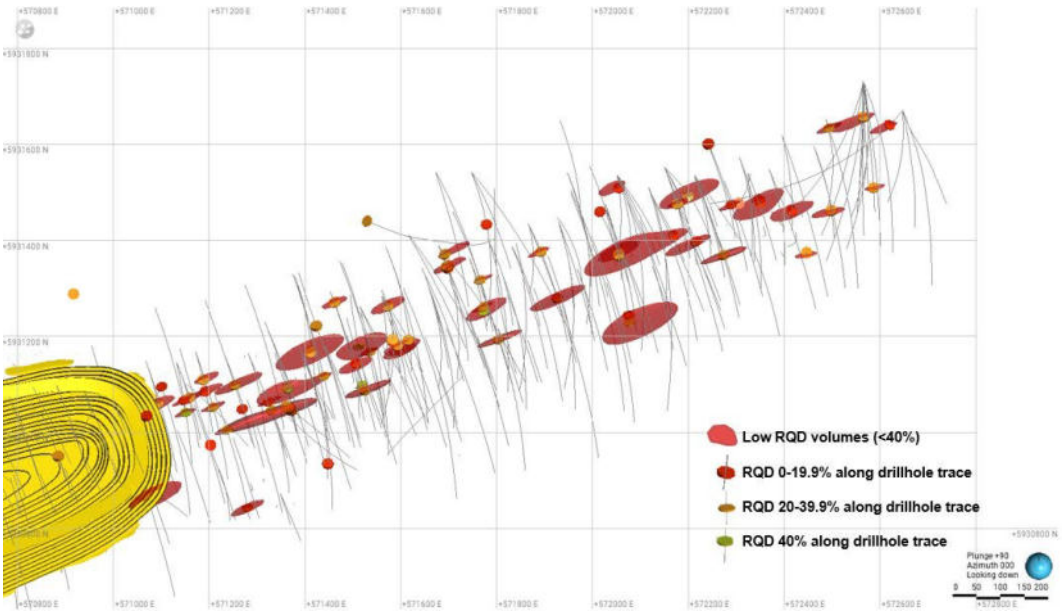


Figure 17. Zones à faible RQD (<40 %) modélisées dans la zone minière souterraine.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

5.1.3 Structures du massif rocheux

Les structures rocheuses peuvent être divisées en deux catégories principales : les structures majeures, telles que les failles, les plis et les stratifications métamorphiques, et les structures mineures, notamment les micro-stratifications, les plis à petite échelle, les failles mineures, les joints, la schistosité et le clivage (Read et Stacey, 2009). Alors que les structures majeures sont abordées dans la section 2.2.3, cette section se concentre sur les discontinuités présentes dans l' t le massif rocheux, en décrivant leurs propriétés, leurs orientations et leurs caractéristiques générales.

Propriétés de résistance au cisaillement

La résistance au cisaillement des discontinuités est généralement définie en termes d'angle de frottement maximal et de cohésion, selon le critère de rupture de Mohr-Coulomb (équation 10). Ces paramètres sont déterminés à l'aide d'essais de cisaillement direct (DS) en laboratoire, dans lesquels une charge normale est appliquée (perpendiculairement) à une discontinuité entre deux blocs rocheux tandis que la contrainte de cisaillement nécessaire pour induire un déplacement relatif est enregistrée en continu.

$$\tau_{dp} = \sigma_N \cdot \tan \phi_{dp} + c_{dp} \qquad \textit{(équation 9)}$$

Où
τ_{dp} = résistance maximale au cisaillement de la discontinuité (MPa)
c_{dp} = cohésion maximale de la discontinuité (MPa)
φ_{dp} = angle de frottement maximal de la discontinuité (°)

Dans les conditions résiduelles – après que la résistance maximale a été dépassée et qu'un déplacement important s'est produit le long de la discontinuité – la résistance au cisaillement est donnée par :

$$\tau_{dr} = \sigma_N \cdot \tan \phi_{dr} + c_{dr} \qquad \textit{(équation 10)}$$

Où
τ_{dr} = résistance au cisaillement résiduelle de la discontinuité (MPa)
c_{dr} = cohésion résiduelle de la discontinuité (MPa)
φ_{dr} = angle de frottement résiduel de la discontinuité (°)

Pour le projet Shaakichiuwaanaan, vingt-et-une (21) discontinuités ont été testées dans les unités amphibolite, métasédimentaires et ultramafiques (Alius Mine Consulting, 2025 ; BBA, 2024a ; BBA, 2024b). Aucun échantillon n'a été prélevé dans la pegmatite en raison de son exposition relativement limitée sur la paroi finale de la fosse. La figure 18 présente les résultats des essais de cisaillement direct ainsi que les angles de frottement maximal et résiduel interprétés. Les analyses de régression présentées dans la figure ont été limitées à une ordonnée à l'origine de 0 (c'est-à-dire une cohésion nulle), conformément aux conditions à l'échelle du banc d'essai où l'on peut s'attendre à des dommages causés par les explosions, des surfaces fracturées et de faibles contraintes de confinement (Read et Stacey, 2009).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

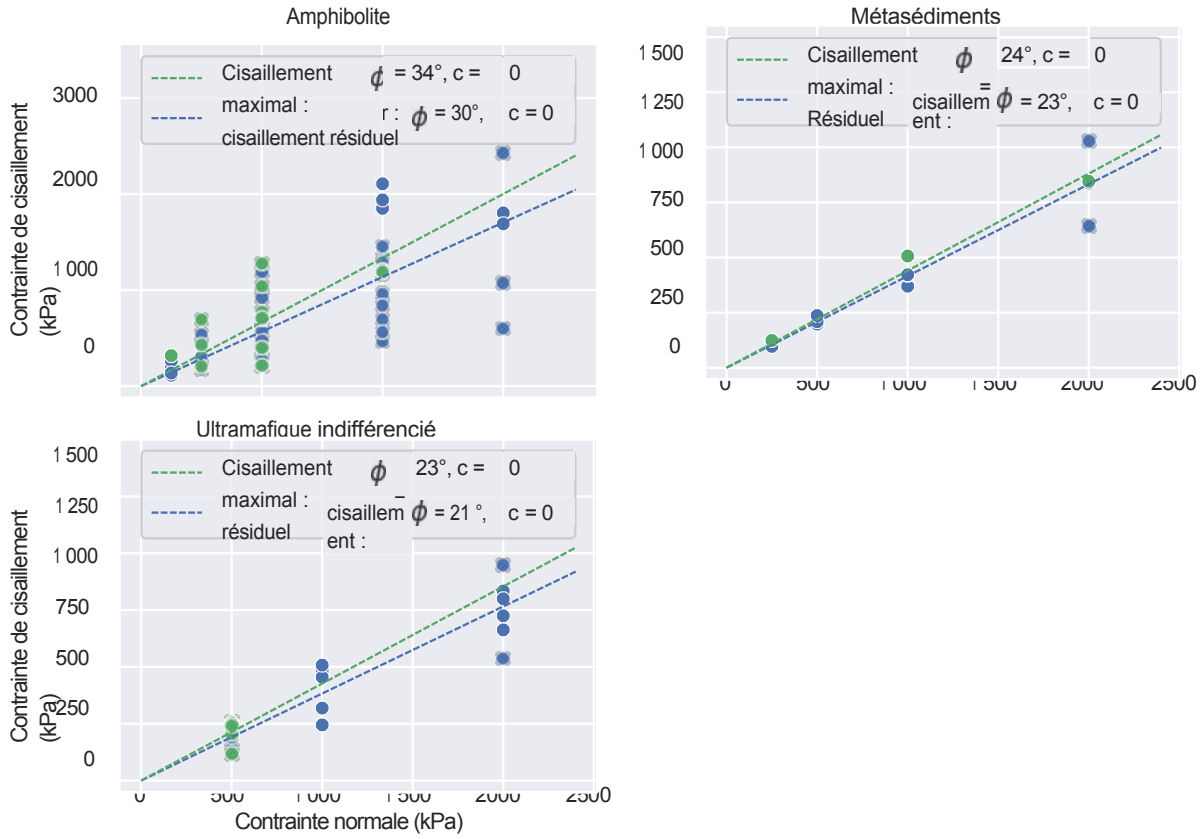


Figure 18. Résultats des essais de cisaillement direct d' pour les défaillances maximales (vert) et résiduelles (bleu).

Le tableau 32 résume les angles de frottement retenus, définis comme la moyenne des valeurs maximales et résiduelles. Lorsque plusieurs lithologies sont intercalées le long d'une paroi exposée de la fosse et ne peuvent être raisonnablement distinguées dans l'analyse, un angle de frottement retenu de 30° est appliqué. Cette hypothèse est particulièrement pertinente pour les parois est et ouest de la fosse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 32. Résumé des propriétés de résistance au cisaillement.

Lithologie	Cohésion (kPa)	Angle de frottement maximal (°)	Angle de frottement résiduel (°)	Angle de frottement retenu (°)
Amphibolite	0	34	30	32
Métasédiments	0	24	23	23,5
Pegmatite	0	N/A	N/A	32 [1]
Ultramafique	0	23	21	22,5

Codes N/A non applicable.
Remarques [1] D'après une hypothèse prudente basée sur Read et Stacey (2009) : $\phi_{\text{à gros grainsignéesroches}}$ = 31-48°.

Orientation et description

Les levés par téléviseur – téléviseur optique (OTV) et téléviseur acoustique (ATV) – sont largement utilisés pour acquérir des données structurelles à haute résolution directement à partir des trous de forage, notamment l'orientation des fractures, leur espacement et les caractéristiques de leur ouverture. Ces données sont utilisées pour définir les domaines géomécaniques.

Pour le projet Shaakichiuwaanaan, soixante-cinq (65) levés téléviseurs ont été réalisés dans les zones à ciel ouvert et souterraines de la mine. Le tableau 33 résume les levés pris en compte dans les analyses structurelles.

Dans la zone à ciel ouvert, quarante-quatre (44) levés provenant de trous de forage situés dans l'empreinte de la fosse ou à moins de 100 m de la limite de la fosse ont été inclus. De plus, trois levés provenant des trous de forage CV22-042, CV22-066 et CV22-069 ont été intégrés spécifiquement pour caractériser l'unité ultramafique indifférenciée. Bien que ces trous de forage soient situés à environ 400-500 m à l'est de la limite de la fosse, ils ont été inclus en raison du peu d'informations structurelles disponibles pour cette lithologie.

Pour la zone minière souterraine, vingt-six (26) levés par téléviseur étaient disponibles et ont été inclus dans l'analyse.

Tableau 33. Résumé des enquêtes auprès des téléspectateurs utilisées pour l'analyse structurelle des secteurs des mines à ciel ouvert et souterraines.

Secteur minier	Forages pris en compte
Mine à ciel ouvert	**(CF21-)** 001, 002, 003 **(CV22-)** 019, 022, 024, 040, 043, 048, 052, 055, 058, 065, 071, 074 **(CV23-)** 130, 152, 157, 164, 188, 194, 197, 217, 219, 223, 236, 243, 317, 364 **(CV24-)** 423A, 447, 456, 463, 479, 489, 493, 514, 521, 609, 623, 689, 739, 777, 781
Sous-sol	**(CV22-)** 019, 021, 022, 024, 042, 047, 052, 055, 058, 063, 066, 069 **(CV23-)** 124, 130, 133, 152, 157, 194, 197 **(CV24-)** 447, 459, 463, 469, 496, 500, 514

Notes Certains trous de forage sont pris en compte à la fois dans les analyses de la mine à ciel ouvert et de la mine souterraine en raison de leur emplacement.

Les caractéristiques non pertinentes, telles que les veines, les niveaux d'eau et les fonds de tubage, ont été exclues de la base de données car elles ne contribuent pas à l'interprétation structurelle. L'analyse s'est concentrée sur les types de discontinuités suivants : joints ouverts, joints fermés, foliation, zones fracturées, failles, cisaillements

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

et contacts.

Le tableau 34 présente le nombre d'entrées associées à chaque type de discontinuité, tandis que le tableau 35 résume le nombre total d'entrées pour les quatre principales lithologies. Les deux tableaux compilent les données des soixante-cinq (65) levés par téléviseur.

Tableau 34. Résumé des données structurelles disponibles par type de discontinuité.

Type de discontinuité	Nombre d'entrées
Joint fermé	6 725
Joint ouvert	1 906
Foliation	1 535
Défaut	436
Contact	417

Remarque D'après les 65 enquêtes menées auprès des téléspectateurs.

Tableau 35. Résumé des données structurelles disponibles pour le type lithologique principal.

Lithologie	Nombre d'entrées
Amphibolite	9 785
Métasédiments	2 969
Pegmatite	1 853
Ultramafique	856

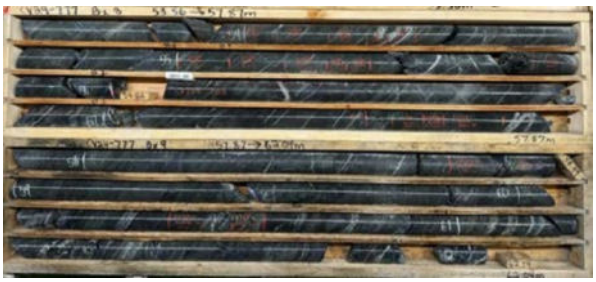
Remarque D'après les 65 levés télévueurs.

La foliation est une structure qui introduit une anisotropie dans la masse rocheuse et peut avoir une incidence importante sur la stabilité des excavations minières. Comme le montre le tableau 34, la foliation a été identifiée lors des levés par téléviseur; toutefois, sa présence réelle est probablement plus importante en raison des limites inhérentes au processus de sélection lors de l'interprétation des données du téléviseur. Cela affecte principalement l'estimation de l'espacement moyen des joints pour les ensembles de joints composés de plans de foliation. Dans la pratique, en présence de foliation, l'espacement réel des joints est généralement plus petit que celui indiqué, ce qui se traduit par des conditions moins favorables pour l'analyse de la stabilité.

Dans le cadre du projet Shaakichiuwaanaan, une foliation a été identifiée dans toutes les unités lithologiques, mais elle est particulièrement marquée dans l'amphibolite, les roches métasédimentaires et l'unité ultramafique indifférenciée. Les figures 19a à 19c montrent des photographies représentatives de carottes où la foliation est clairement visible.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



(a) Amphibolite.



(b) Métasédiments.



(c) Ultramafique indifférencié.

Figure 19. Foliation visible sur la photo de carottes de différents types de roches.

La description des discontinuités, y compris la forme de la surface, la rugosité, l'altération, l'épaisseur du remplissage et le nombre de jeux de joints, a été enregistrée pendant la diagraphie. La figure 20 présente les distributions de la rugosité des joints (J_r), de l'altération des joints (J_a) et de la classification des ensembles de joints (J_n) par lithologie, compilées à partir des quatorze (14) forages géomécaniques.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

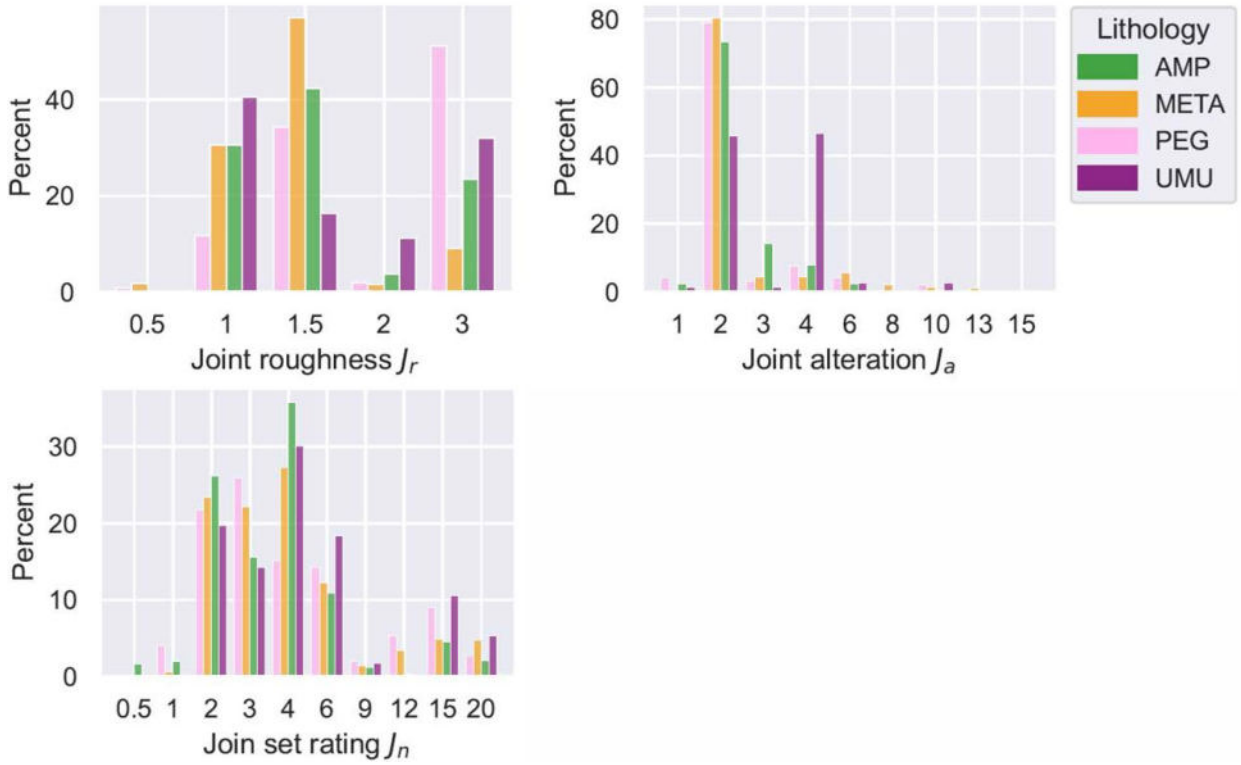


Figure 20. Caractérisation des discontinuités par lithologie.

Mine à ciel ouvert

L'interprétation des discontinuités relevées est un élément essentiel des analyses structurelles nécessaires à la conception de la mine à ciel ouvert. Cette section présente la caractérisation structurelle de la roche qui sera exposée dans les parois de la mine à ciel ouvert et sert de base à la définition des domaines géomécaniques décrits dans la section 6.

La mine à ciel ouvert de Shaakichiuwaanaan s'étend sur environ 2,8 km de longueur. Compte tenu de cette échelle, une évaluation détaillée de la variabilité spatiale des orientations des joints (inclinaison et direction) était nécessaire. Pour faciliter cette analyse, la mine a été subdivisée en huit (8) zones, comme le montre la figure
21. Pour chaque zone, des projections stéréographiques des pôles de discontinuité ont été générées pour les quatre principales unités lithologiques. Les résultats indiquent que les orientations des joints varient spatialement à travers la fosse, en particulier d'ouest en est.

L'unité pegmatitique présente un pendage abrupt qui divise efficacement la roche hôte en un mur suspendu au nord-ouest (paroi nord de la fosse) et un mur de pied au sud-est (paroi sud de la fosse). Afin d'évaluer les différences potentielles dans les orientations des joints à travers ce corps intrusif, les trous de forage ont été classés en fonction de leur intersection avec la roche hôte au nord ou au sud de la pegmatite. Cette approche a permis de comparer les orientations des discontinuités au sein de la même lithologie des deux côtés de l'intrusion et a permis de subdiviser l'unité métasédimentaire en domaines nord et sud.

L'annexe C présente les stéréogrammes générés pour chaque zone et unité lithologique.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

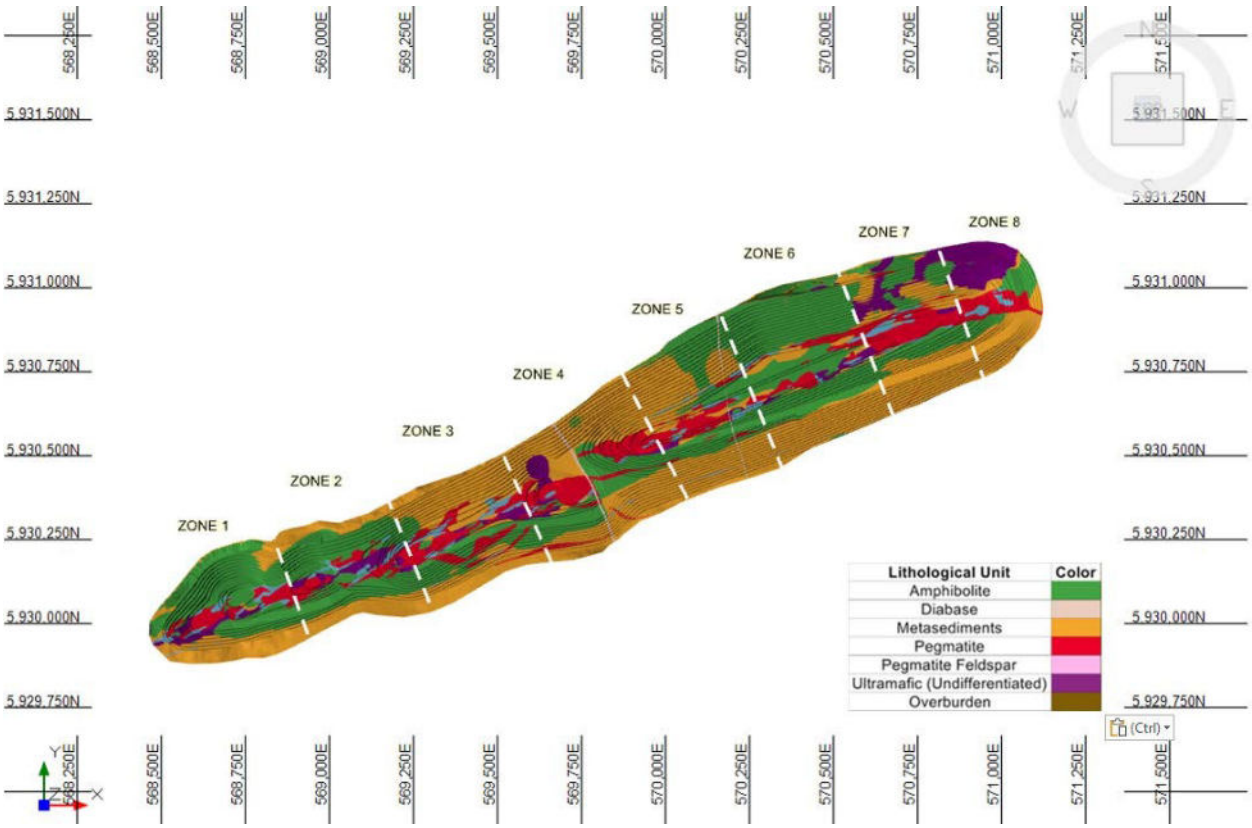


Figure 21. Zones à ciel ouvert utilisées pour la définition du domaine géomécanique.

Cette analyse spatiale détaillée des orientations des joints a servi de base à l'établissement des domaines géomécaniques et à la détermination des levés télévueurs à combiner afin de développer des ensembles de données structurelles représentatifs pour les analyses cinématiques ultérieures. À titre de référence, les domaines géomécaniques définis et les levés télévueurs associés sont répertoriés dans le tableau 40 de la section 6. Afin de localiser spatialement les domaines géomécaniques, la mine à ciel ouvert a été divisée en trois (3) zones générales, comme le montre la figure 22. La nomenclature suivante a été adoptée :

$$X_1\ X_2\ -\ Lithologie$$

Où X_1 : zone générale (W = Ouest, C = Centre, E = Est).

X_2 : paroi à ciel ouvert (N = nord, S = sud, E = est, O = ouest, Toutes = parois sud et nord).

Lithologie : correspond au code lithologique ; si plusieurs lithologies sont concernées, on utilise une combinaison des premières lettres du code, APU (AMP, PEG, UMU) et AMPU (AMP, META, PEG, UMU).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

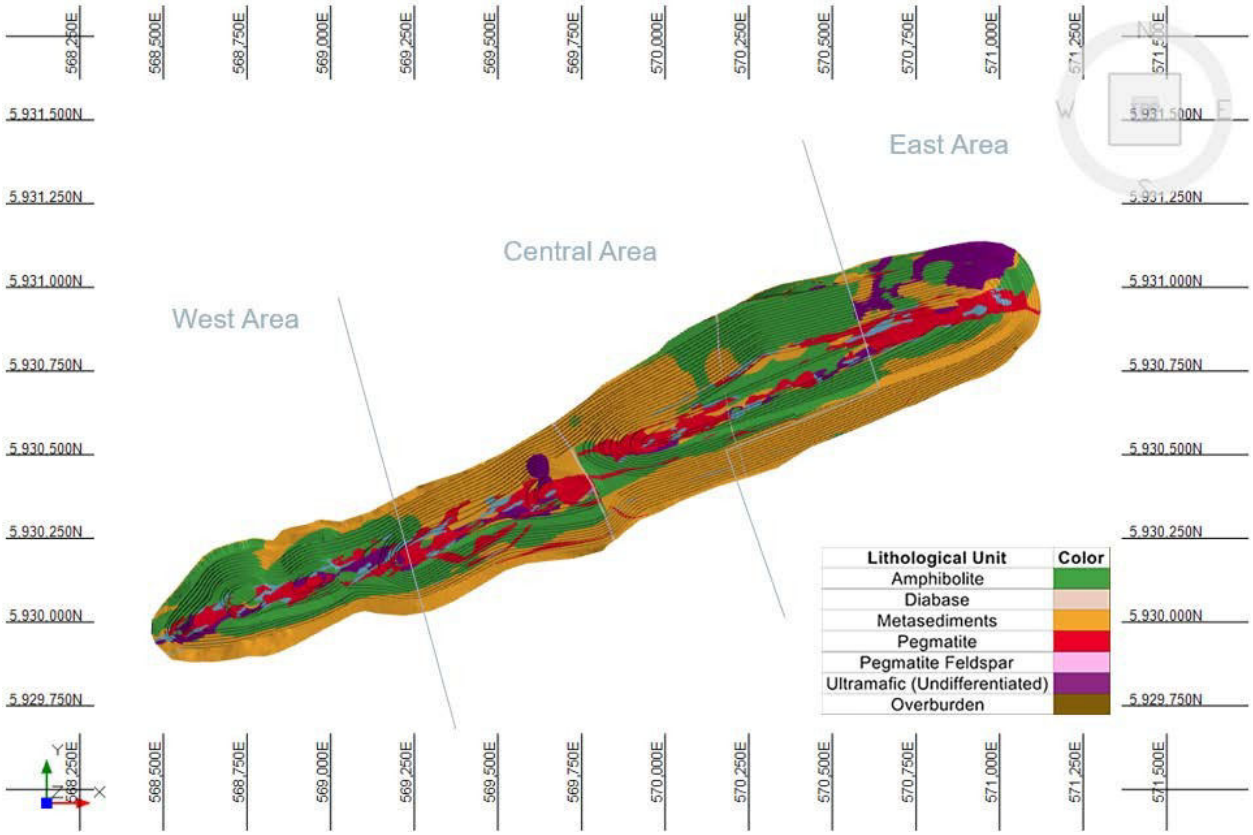


Figure 22. Division générale de la zone à ciel ouvert.

La subdivision en huit (8) zones, ainsi que la séparation des unités métasédimentaires en secteurs nord et sud par rapport à l'intrusion pegmatitique, ont mis en évidence plusieurs zones pour lesquelles les données structurales sont limitées. Dans plusieurs cas, ces lacunes sont dues au fait que les trous de forage étudiés par téléviseur ne recoupent pas les unités lithologiques qui seront exposées dans la paroi finale de la fosse. Par conséquent, pour certains domaines géomécaniques, les données provenant des zones adjacentes ont été utilisées pour compléter les informations disponibles.

→ WS-META — Aucune donnée disponible pour les zones 1 et 2 META (sud) ; les données des zones 1 et 2 META (nord) ont été utilisées à la place.

→ CN-UMU & EN-UMU — Les données pour l'UMU sont limitées ; les informations provenant des zones adjacentes ont été utilisées lorsqu'elles étaient disponibles.

Le tableau 36 présente un résumé des ensembles de joints interprétés dans les domaines géomécaniques. Outre l'inclinaison moyenne des pôles et la direction d'inclinaison des ensembles de joints, ce tableau indique l'espacement moyen des joints et le nombre de pôles pour chaque ensemble défini. Ces valeurs, combinées à d'autres facteurs, tels que les comparaisons avec la caractérisation géomécanique précédente (PEA), ont été utilisées pour classer les ensembles de joints comme majeurs ou mineurs. Au cours de l'analyse, une plus grande importance a été accordée aux ensembles majeurs en raison de leur influence significative sur la conception des gradins, tandis que les ensembles mineurs ont été considérés comme ayant un impact potentiel limité. Il convient de noter que les ensembles JS1 comprennent généralement des plans de foliation ; par conséquent, le

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

L'espacement moyen réel des joints pour ces ensembles est probablement inférieur à la valeur indiquée dans ce tableau.

Le tableau 36 résume les ensembles de joints interprétés dans les domaines géomécaniques. Le tableau comprend le pendage moyen et la direction du pendage pour chaque ensemble de joints, l'espacement moyen des joints et le nombre de pôles utilisés pour définir chaque ensemble. Ces paramètres, ainsi que des comparaisons avec les caractérisations géomécaniques précédentes (PEA), ont été utilisés pour classer les ensembles de joints comme majeurs ou mineurs. Pour les analyses, l'accent a été mis sur les ensembles majeurs, tandis que les ensembles mineurs ont été considérés comme ayant un impact limité. Il convient de noter que JS1 comprend généralement des plans de foliation ; par conséquent, l'espacement moyen réel de cet ensemble est probablement inférieur aux valeurs indiquées.

L'annexe B présente les projections stéréographiques (hémisphère inférieur) des discontinuités et les ensembles de joints interprétés pour chacun des domaines géomécaniques de la mine à ciel ouvert.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 36. Ensembles de joints interprétés par domaine géomécanique – Mine à ciel ouvert.

GMD (roche fraîche)	Ensemble de joints	Pent (°)	Direction de l'inclinaison (°)	Espacement moyen des joints (m)	Nombre de poteaux
WAll-AMP	JS1	71	157	2,30	241
	JS2	21	347	4,86	145
WW-APU	JS1	72	157	1,31	400
	JS2	17	002	3,40	284
WS-META	JS1	48	156	1,47	50
	JS2	31	002	3,90	83
	JS3	78	163	1,21	43
CN-META	JS1	49	164	1,03	194
CN-AMP	JS1	60	150	1,59	308
	JS2	22	332	3,03	112
	js3	29	159	2,27	89
CN-UMU	JS1	51	160	0,53	33
	js2	58	212	2,31	5
CS-META	JS1	55	152	0,71	125
	JS2	21	356	0,98	110
CS-AMP	JS1	53	157	1,50	604
	JS2	22	337	5,49	292
	JS3	77	334	3,59	227
EN-UMU	JS1a	29	162	1,24	21
	JS1b	58	152	0,42	39
EAll-AMP	JS1	47	158	1,31	350
	JS2	23	357	3,74	261
EN-META	JS1	51	163	2,37	36
	JS2	51	346	3,19	35
	js3	58	233	2,75	8
EE-AMPU	JS1	46	160	1,09	299
	JS2	22	350	3,87	243
ES-META	JS1	55	151	2,30	140
	JS2	30	343	5,76	72
WCE-PEG	JS1	77	156	3,47	92
	JS2	08	013	2,00	427
	JS3	77	340	3,26	137

Codes Domaine géomécanique GMD. Reportez-vous au tableau 40 pour la présentation du GMD.
Remarques JS en majuscules : ensemble de joints majeurs. js en minuscules : ensemble de joints mineurs.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Mine souterraine

La lithologie principale prise en compte pour l'analyse souterraine est la pegmatite ; cependant, des amphibolites, des métasédiments et des roches ultramafiques peuvent également être exposés dans le mur et le pied. Afin d'identifier les ensembles de joints pertinents, seules les discontinuités relevées dans les vingt-six (26) trous de forage situés dans la zone minière souterraine ont été prises en compte. Le tableau 37 présente les ensembles de joints interprétés définis pour l'analyse souterraine. Encore une fois, il convient de noter que les ensembles JS1 sont généralement ceux qui comprennent les plans de foliation. Par conséquent, l'espacement moyen des joints pour ces ensembles devrait être inférieur à la valeur présentée dans ce tableau.

L'annexe B présente également les projections stéréographiques (hémisphère inférieur) des discontinuités et les ensembles de joints interprétés pour chacun des domaines géomécaniques dans la zone de la mine souterraine, préparés à l'aide de *Dips* (Rocscience, 2024a).

Tableau 37. Ensembles de joints interprétés par domaine géomécanique – Mine souterraine.

GMD (roche fraîche de joints Roche)	Ensemble	Inclinaison (°)	Direction de l'inclinaison (°)	Espacement moyen des joints (m)	Nombre de poteaux
Métasédiments	JS1	48	153	2,56	422
	JS2	26	343	4,66	145
Amphibolite	JS1	47	153	2,44	885
	JS2	25	344	7,97	568
	js3	64	340	10,73	310
Ultramafique	JS1	56	148	2,35	39
	JS2	29	153	3,73	63
Pegmatite	JS1	02	346	2,41	258
	JS2	87	341	4,78	62
	js3	89	042	6,80	14

Codes GMD Domaine géomécanique (roche fraîche). Reportez-vous au tableau 41 pour les définitions GMD.
Remarques JS en majuscules : ensemble de joints majeurs. js en minuscules : ensemble de joints mineurs.

5.1.1 Propriétés du massif rocheux

Les propriétés du massif rocheux comprennent le module d'Young, le coefficient de Poisson et les propriétés de résistance. Le module d'Young du massif rocheux peut être estimé à l'aide de l'équation suivante (Hoek et Diederichs, 2006) :

$$E_{RM} = E_i \times \left(0{,}02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + \exp\left(\frac{60 + 15D - GSI}{11}\right)}\right) \quad \textit{(équation 11)}$$

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Où E_{RM} = module d'Young de la masse rocheuse (GPa)
E_i = module d'Young de la roche intacte (GPa)
D = facteur de perturbation (dû à la redistribution des contraintes et aux dommages causés par le dynamitage) Où D = 0,5, pré-fissuration contrôlée ou dynamitage à paroi lisse
= 0,7, effets mécaniques de l'excavation dus aux dommages causés par la redistribution des contraintes
= 1,0, dynamitage de production
* une relation D transitoire peut être utilisée (Rose et al., 2018)

Le coefficient de Poisson de la masse rocheuse et de la roche intacte est supposé être égal. Les propriétés élastiques de la masse rocheuse qui en résultent sont présentées dans le tableau 38.

Les résistances de la masse rocheuse sont représentées soit par les critères de Mohr-Coulomb, soit par ceux de Hoek-Brown. Le premier critère peut être représenté comme suit (Coulomb, 1776) :

$$\tau = \sigma_N \cdot \tan\phi + c \qquad \textit{(équation 12)}$$

Où τ= résistance au cisaillement (MPa)
σ_N = contrainte normale (MPa)
φ= angle de frottement
(°) c = cohésion (MPa)

En termes de contraintes principales majeure et mineure (c'est-à-dire σ_1 et σ_3), le critère de Mohr-Coulomb est donné par :

$$\sigma_1 = k \cdot \sigma_3 + \sigma_{cm} = \frac{1+\sin\phi}{1-\sin\phi} \cdot \sigma_3 + \frac{2c\cos\phi}{1-\sin\phi} \qquad \textit{(équation 13)}$$

Où σ_1 = contrainte effective principale majeure à la rupture (MPa)
σ_3 = contrainte effective principale mineure à la rupture (MPa)
σ_{cm} = résistance à la compression de la masse rocheuse (MPa)

Le critère de Hoek-Brown prend la forme suivante (Hoek et Brown, 2018) :

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci}\left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s\right)^a \qquad \textit{(équation 14)}$$

Où σ_{ci} = résistance à la compression non confinée de la roche intacte (MPa) m_b , s, a = constantes matérielles de la masse rocheuse

Avec

$$m_b = m_i \exp\frac{GSI-100}{28-14D} \qquad \textit{(équation 15)}$$

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

$$s = \exp\frac{GSI-100}{9-3D} \qquad \textit{(équation 16)}$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\exp\frac{-GSI}{15} - \exp\frac{-20}{3} \qquad \textit{(équation 17)}$$

Où m_i = constante du matériau rocheux intact.

La résistance à la compression de la masse rocheuse (σ_{RM}) et la résistance à la traction de la masse rocheuse dérivées du critère de Hoek-Brown peuvent être évaluées à l'aide des équations suivantes :

$$\sigma_{RM} = \sigma_{ci} \cdot s^a \qquad \textit{(équation 18)}$$

$$\sigma = -\frac{s \cdot \sigma_{ci}}{m_b} t \qquad \textit{(équation 19)}$$

Les enveloppes de rupture de la masse rocheuse ont été dérivées à l'aide de facteurs de perturbation de 0,0 (non perturbé) et 0,7, combinés aux valeurs GSI obtenues pour l'évaluation de la qualité de la masse rocheuse de la mine souterraine. Les enveloppes de la masse rocheuse obtenues sont présentées à la figure 23.

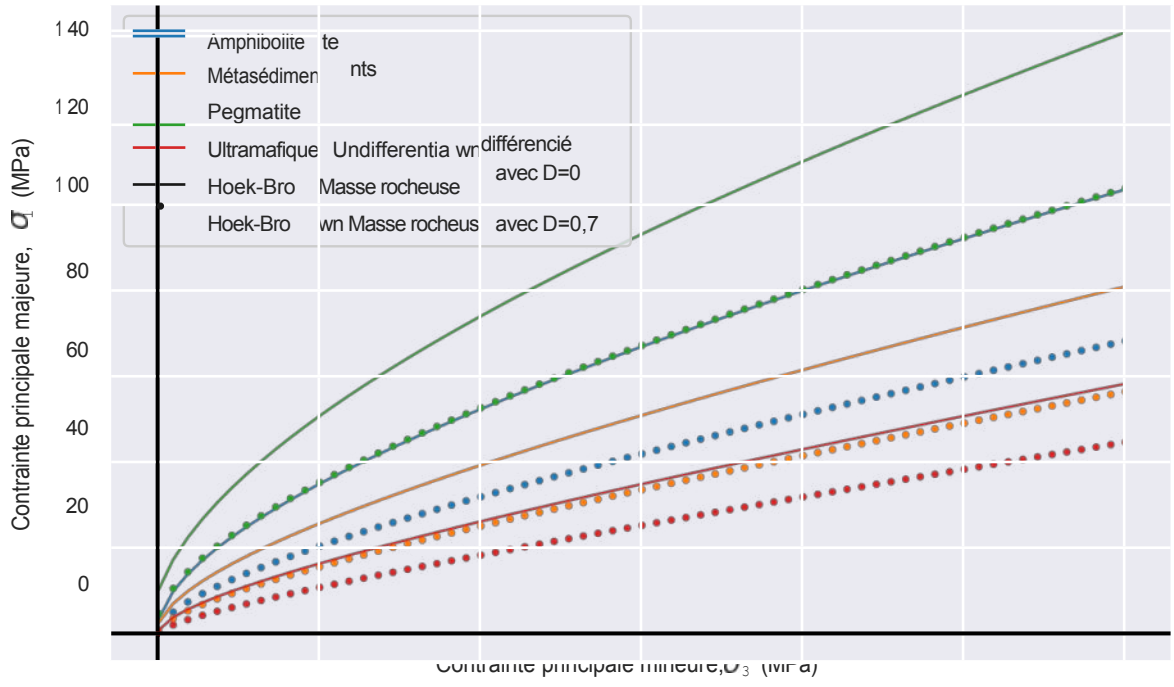


Figure 23. Enveloppes de rupture de la masse rocheuse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Résumé des propriétés du massif rocheux

Les propriétés résultantes de la masse rocheuse sont présentées dans le tableau 38.

Tableau 38. Résumé des propriétés de résistance de la masse rocheuse des principales lithologies.

Lithologie	Perturbation Facteur (–)	s (–)	a (–)	Résistance à la traction (MPa)	σRM (MPa)	Constante m_b (–)	ERM (GPa)
Amphibolite	0,0	0,0183	0,502	-0,54	26,59	6,69	54,4
	0,7	0,0054	0,502	-0,32	14,43	3,35	22,4
Métasédiments	0,0	0,0183	0,502	-0,67	20,53	4,17	23,3
	0,7	0,0054	0,502	-0,40	11,12	2,09	9,6
Pegmatite	0,0	0,0868	0,501	-0,93	35,41	11,26	43,9
	0,7	0,0412	0,501	-0,67	24,40	7,37	23,1
Ultramafique	0,0	0,0129	0,502	-0,31	7,74	3,40	9,7
	0,7	0,0054	0,502	-0,18	4,20	1,70	4,0

Codes s, constante du matériau de la masse rocheuse selon Hoek-Brown, σ_{RM} résistance à la compression de la masse rocheuse, m_b constante de la masse rocheuse selon Hoek-Brown, E_{RM} module d'Young de la masse rocheuse.

Remarques Résistance à la traction de la masse rocheuse obtenue à partir de l'équation 19.

5.2 Conditions de contrainte in situ

Comme aucune mesure de contrainte in situ n'a été effectuée à Shaakichiuwaanaan, les états de contrainte ont été estimés à partir de deux (2) sites voisins : la mine Éléonore (Guido, 2019) et le projet LG2 d'Hydro-Québec (Heidbach et al., 2025). La contrainte principale majeure (S1) est supposée être horizontale et orientée parallèlement au gisement, avec une magnitude de 1,48 fois la composante de contrainte verticale (σ_V), avec une valeur verrouillée de 10 MPa. La contrainte principale intermédiaire (S2) est supposée horizontale et perpendiculaire au gisement, avec une magnitude de 0,7 fois la composante de contrainte verticale et une valeur verrouillée de 7 MPa. La contrainte mineure (S3), définie comme la contrainte verticale (σ_V), est calculée à partir du poids du matériau. Le tableau 39 résume le tenseur de contrainte in situ pris en compte pour le projet. La figure 24 présente le rapport k retenu (c'est-à-dire σ_H / σ_v) par rapport aux mesures effectuées à proximité et à la littérature.

Il convient de noter que la contrainte principale, qui devrait être parallèle au gisement, est favorable du point de vue de la stabilité de la chambre d'abattage. Lorsque la contrainte principale maximale s'aligne sur le gisement, le risque de détachement de blocs ou de rupture cinématique le long des joints induit par la contrainte est réduit, et la masse rocheuse est généralement mieux soutenue par le champ de contraintes in situ. Cette orientation contribue donc à améliorer la stabilité globale.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 39. Hypothèses relatives à l'état des contraintes in situ.

Contrainte Composante	Contrainte principale Composante	Magnitude Gradient (MPa)	Orientation	
			Tendance (°)	Plongée (°)
Max horizontal (σ_H)	Principal (S1)	0,040 × Z + 10	070	00
Minimum horizontal (σ_h)	Intermédiaire (S2)	0,019 × Z + 7	160	00
Vertical (σ_v)	Mineure (S3)	0,027 × Z	–	90

Codes Profondeur Z sous la surface, en mètres.

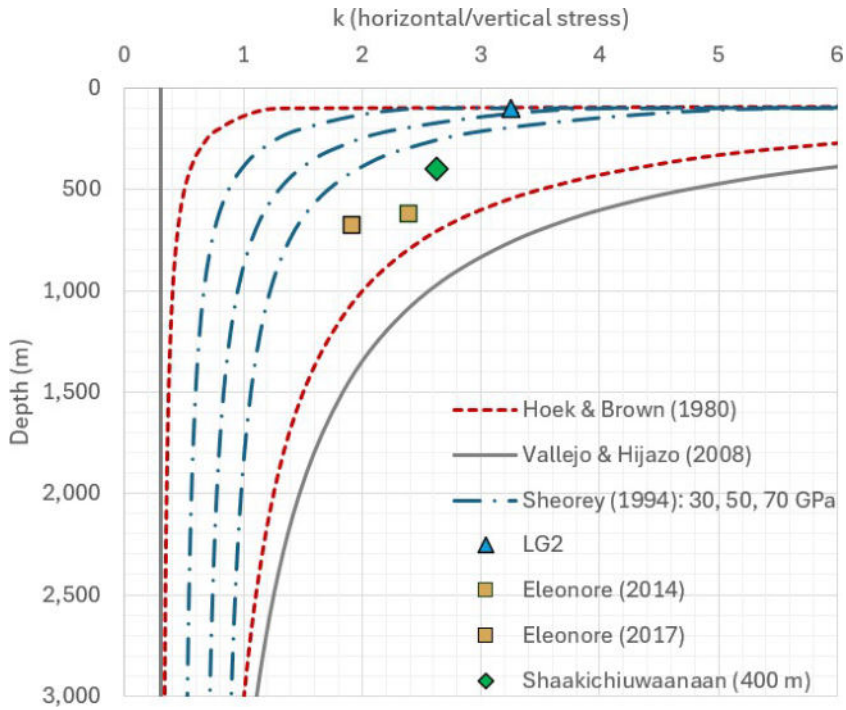


Figure 24. Comparaison du rapport k (σ_H /σ_v) obtenu à une profondeur de 400 mètres avec deux sites voisins et la littérature.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

6 Domaines géotechniques et géomécaniques

Les domaines géotechniques et géomécaniques font référence à la division du modèle géotechnique/géomécanique en plusieurs zones à l'intérieur des limites proposées pour les mines à ciel ouvert et souterraines, qui se trouvent également dans les principaux domaines d'altération (c'est-à-dire le sol et la roche fraîche). Les domaines géotechniques désignent les matériaux qui présentent un comportement similaire à celui du sol et qui partagent des caractéristiques géologiques, structurelles et matérielles similaires. Les domaines géomécaniques désignent les matériaux rocheux classés en fonction d'un ou plusieurs des critères suivants : classifications des masses rocheuses, orientations structurelles (interprétées à partir de projections stéréographiques), enveloppes de résistance dérivées de laboratoire et/ou comportement prévu des masses rocheuses. Cette section résume les domaines géotechniques et géomécaniques pour les mines à ciel ouvert et souterraines.

Les domaines géotechniques et géomécaniques représentent des subdivisions du modèle géotechnique/géomécanique dans les limites des mines à ciel ouvert et souterraines proposées, correspondant aux principales unités d'altération (c'est-à-dire le sol et la roche fraîche). *Les domaines géotechniques* font référence aux matériaux qui présentent un comportement similaire à celui du sol et qui partagent des caractéristiques géologiques, structurelles et autres similaires. *Les domaines géomécaniques* font référence aux matériaux rocheux dont le comportement devrait être similaire sur la base des classifications des masses rocheuses, des orientations structurelles (interprétées à partir de projections stéréographiques) et des enveloppes de résistance dérivées en laboratoire. Cette section résume les domaines géotechniques et géomécaniques définis pour les mines à ciel ouvert et les mines souterraines.

6.1 Mine à ciel ouvert

Dans l'empreinte de la fosse, un seul domaine géotechnique a été identifié, car les matériaux de recouvrement sur l'ensemble du site présentent des caractéristiques similaires. En revanche, plusieurs domaines géomécaniques ont été définis, chacun étant attribué à plusieurs unités lithologiques. Ces distinctions reflètent les variations spatiales des propriétés géomécaniques sur l'ensemble du site, notamment en ce qui concerne les orientations structurelles. Les détails des domaines géotechniques et géomécaniques de la fosse à ciel ouvert sont présentés dans le tableau 40.

Les domaines géomécaniques ont été définis à partir d'une analyse détaillée des variations spatiales de l'orientation des discontinuités dans la fosse à ciel ouvert. La méthodologie consistait à subdiviser la fosse de 2,8 km en huit zones et à générer des projections stéréographiques pour chaque unité lithologique majeure au sein de chaque zone. Comme l'intrusion pegmatitique sépare la roche hôte en deux secteurs distincts, nord et sud, les trous de forage ont été classés en conséquence, ce qui a permis de comparer les orientations structurelles au sein d'une même lithologie à travers l'intrusion. Cette approche a permis d'identifier les différences structurelles, qui ont guidé la subdivision en domaines géomécaniques, et a mis en évidence les zones pour lesquelles les données disponibles étaient limitées. De plus amples détails sont présentés à la section 5.1.3.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 40. Domaines géotechniques et géomécaniques à ciel ouvert.

Domaine (GTD/GMD)	Domaine d'altération	Lithologie Code	Forages pris en compte
GTD-ALL	Masse rocheuse	N/A	**(CV24-)** 542, 558, 562, 775, 779, 780, 782, 784, 785, 786, 787
WAll-AMP	Roche fraîche	AMP	**(CV23-)** 217, 219, 223, 236, 243, 317, 364 **(CV24-)** 521, 739, 777
WW-APU	Roche fraîche	AMP, PEG, UMU	**(CV23-)** 217, 219, 223, 236, 243, 364 **(CV24-)** 739, 777
WS-META	Roche fraîche	META	**(CV23-)** 217, 219, 223, 236, 243, 317, 364 **(CV24-)** 521, 739, 777
CN-AMP	Roche fraîche	AMP	**(CF21-)** 001, 002, 003 **(CV22-)** 048, 065 **(CV23-)** 164 **(CV24-)** 456, 463, 479, 489, 514, 609
CN-META	Roche fraîche	META	**(CV22-)** 040, 043 **(CV23-)** 164, 188 **(CV24-)** 423A, 456, 689
CS-AMP	Roche fraîche	AMP	**(CF21-)** 001, 002, 003 **(CV22-)** 040, 043, 048, 065, 071, 074 **(CV23-)** 164, 188 **(CV24-)** 423A, 456, 463, 479, 489, 493, 514, 609, 623, 689, 781
CS-META	Roche fraîche	META	**(CV22-)** 071, 074 **(CV24-)** 489, 493, 623, 781
CN-UMU	Roche fraîche	UMU	**(CV22-)** 040, 043, 071, 074 **(CV23-)** 188 **(CV24-)** 423A, 493, 623, 689, 781
EAll-AMP	Roche fraîche	AMP	**(CV22-)** 019, 022, 024, 055, 058 **(CV23-)** 130, 152, 157, 194, 197 **(CV24-)** 447
EN-UMU	Roche fraîche	UMU	**(CF21-)** 001, 002, 003 **(CV22-)** 019, 022, 024, 055, 058, 048, 065, 066, 069, 042 **(CV23-)** 130, 152, 157, 194, 197 **(CV24-)** 447, 463, 479, 514, 609
EN-META	Roche fraîche	META	**(CV22-)** 048, 052, 055 **(CV23-)** 152, 157 **(CV24-)** 514, 609
ES-META	Roche fraîche	META	**(CF21-)** 002 **(CV22-)** 022, 024, 058, 065 **(CV23-)** 194, 197 **(CV24-)** 447, 463, 479
EE-AMPU	Roche fraîche	AMP, PEG, META, UMU	**(CV22-)** 024, 052, 055, 058 **(CV23-)** 130, 152 **(CV24-)** 447
WCE-PEG	Roche fraîche	PEG	**(CF21-)** 001, 002, 003 **(CV22-)** 022, 024, 040, 043, 048, 052, 055, 058, 065, 071, 074 **(CV23-)** 130, 188, 194, 197, 217, 219, 223, 236, 243, 317, 364 **(CV24-)** 423A, 447, 456, 463, 479, 489, 493, 521, 609, 739

Codes N/A Non applicable ; GTD Domaine géotechnique ; GMD Domaine géomécanique.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

6.2 Mine souterraine

Comme décrit à la section 5.1.2, les domaines géomécaniques pour la mine souterraine sont basés uniquement sur la classification des masses rocheuses et sont donc directement alignés sur les unités lithologiques, sans subdivision spatiale supplémentaire. Les détails des domaines géomécaniques de la mine souterraine sont fournis dans le tableau 41.

Tableau 41. Domaines géomécaniques de la mine souterraine d' .

Domaine (GMD)	Lithologie Code	Domaine d'altération	Forages pris en compte
UG-AMP	AMP	Roche fraîche	**(CV24-)** 447, 459, 469, 496, 663, 679, 684, 769, 783
UG-META	META		
UG-PEG	PEG		
UG-UMU	UMU		

Code GMD Domaine géomécanique.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

7 Directives pour la conception des mines à ciel ouvert

L'élaboration de lignes directrices pour la conception des pentes des mines à ciel ouvert vise à obtenir les angles de pente les plus raides possibles afin de maximiser la récupération des ressources et de réduire la gestion des déchets, tout en gérant les risques pour la sécurité du personnel et des équipements. Ces lignes directrices sont établies à l'aide d'une approche fondée sur les risques afin de formuler des recommandations en matière de pentes qui correspondent à un niveau de risque acceptable. Les analyses de stabilité des mines à ciel ouvert intègrent ce cadre en appliquant des objectifs de conception pour les facteurs de sécurité (FoS), les exigences en matière de confinement des déversements (dimensionnement des bassins de rétention) et les probabilités de défaillance (PoF), en reconnaissant que le risque zéro n'est ni réaliste ni souhaitable. Dans la pratique, les pentes des mines à ciel ouvert sont souvent considérées comme trop conservatrices si aucune instabilité ne se produit pendant l'exploitation. Par conséquent, un certain niveau d'instabilité est à prévoir et doit être géré de manière appropriée tout au long des phases de développement, d'exploitation et de fermeture de la mine.

7.1 Terminologie et définitions

La terminologie relative aux parois des mines à ciel ouvert utilisée dans les sections suivantes est détaillée dans la figure 25.

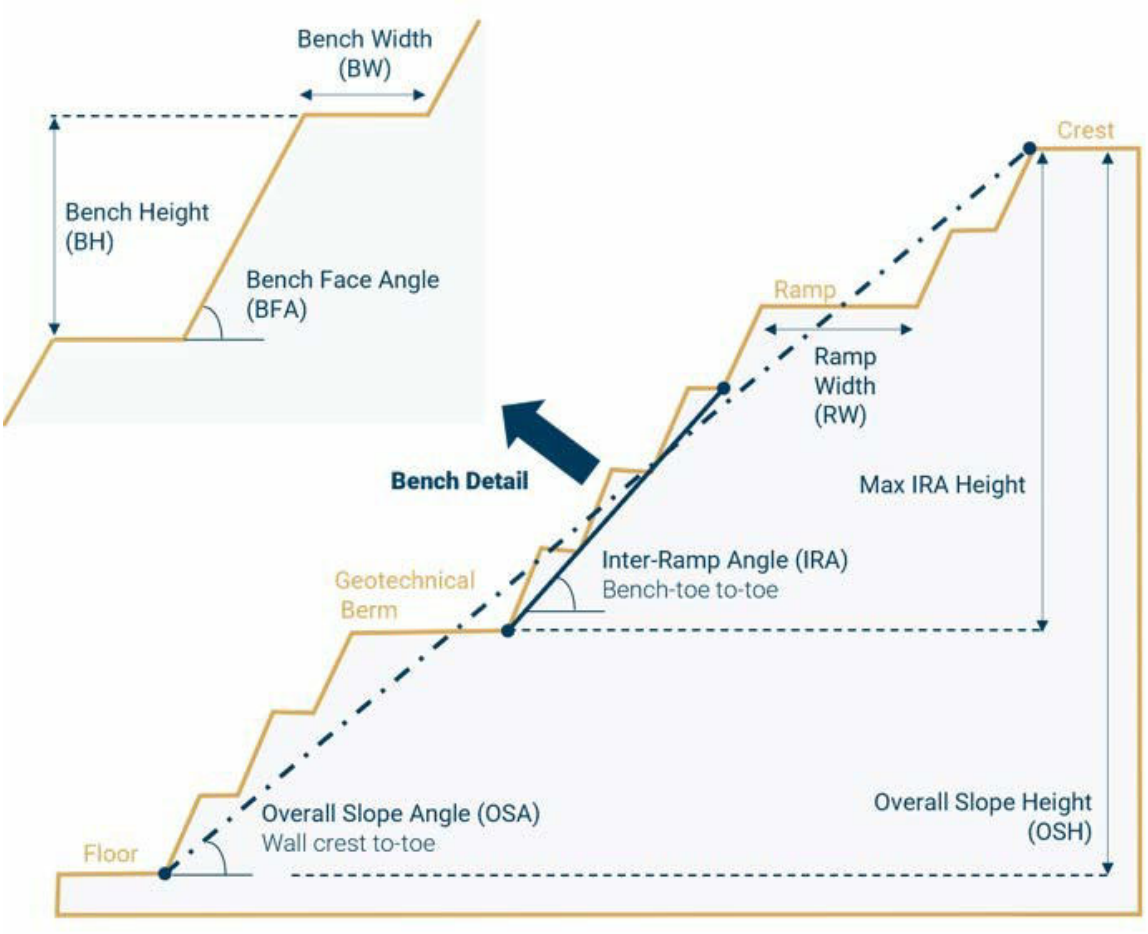


Figure 25. Terminologie relative aux parois de la fosse utilisée dans le rapport (modifiée à partir de Read et Stacey, 2009).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Outre la terminologie décrite ci-dessus, l'approche de conception proposée repose sur plusieurs concepts clés et définitions probabilistes :

→ **Blocs** – Terme générique utilisé pour désigner les ruptures planes ou en coin.

→ **Perte de crête** (backbreak) – Représente la partie de la largeur du banc de retenue supprimée lors des opérations de dynamitage ou de dégagement. Cette largeur perdue est déduite de la largeur prévue du banc afin de déterminer la largeur effective du banc de retenue disponible pour retenir les débris de chutes de pierres.

→ **Probabilité d'occurrence** (PoO) – Définie comme la probabilité de rencontrer des blocs cinématiquement valides. Les critères de validité cinématique dépendent du mécanisme de rupture. Pour les ruptures planes, un bloc est considéré comme valide si la direction de la discontinuité se situe dans une tolérance latérale de 20° par rapport à l'orientation de la pente (Goodman, 1989) et si l'inclinaison du plan est inférieure à l'angle de la face du gradin. Pour les ruptures en coin, un bloc est valide si la ligne d'intersection formée par deux discontinuités s'ouvre vers l'intérieur de la fosse et si son inclinaison est inférieure à l'angle de la face du gradin. Cette approche ne suppose pas d'angle initial de la face du gradin, ce qui permet de tester cinématiquement toute une gamme de géométries.

$$PoO = \frac{N_v}{N_t} = \frac{\text{Nombre de blocs valides}}{\text{Nombre total de blocs}} \qquad \textit{(équation 20)}$$

→ **Probabilité de glissement** (PoS) – Définie comme la probabilité qu'un bloc cinématiquement valide tombe, ce qui correspond à un coefficient de sécurité inférieur à un (1). Le coefficient de sécurité de chaque bloc valide est calculé à l'aide d'une méthode d'équilibre limite.

$$PoS = \frac{N_f}{N_v} = \frac{\text{Nombre de blocs glissants } (FoS < 1)}{\text{Nombre de blocs valides}} \qquad \textit{(équation 21)}$$

→ **Probabilité de défaillance** (PoF) – Définie comme le produit de la probabilité d'occurrence et de la probabilité de glissement, représentant la probabilité de générer des blocs instables.

$$PoF = PoO \times PoS = \frac{N_f}{N_t} = \frac{\text{Nombre de blocs coulissants } (FoS < 1)}{\text{Nombre total de blocs}} \qquad \textit{(équation 22)}$$

→ **Confinement des déversements** – Fait référence à la probabilité que les blocs défaillants (c'est-à-dire les blocs qui tombent) soient entièrement retenus sur le banc de réception efficace.

$$\text{Déversement contenu} = \frac{\text{Nombre de blocs retenus sur le banc de réception}}{\text{Nombre total de blocs défaillants}} \qquad \textit{(équation 23)}$$

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

→ **Longueur de déversement pour une défaillance plane** (S_p) – Distance parcourue en descente par les matériaux défaillants à la suite d'un glissement plan.

$$S_p = H \times \frac{\sin(90^\circ - \phi)}{\tan(\phi)} + \cos(90^\circ - \phi) \qquad \textit{(équation 24)}$$

Où H = longueur maximale perpendiculaire à l'hypoténuse du matériau défaillant (m)
ϕ = angle de repos du matériau défaillant (°)

$$H = \sqrt{\frac{2 \times A_S}{\frac{1}{\tan(\phi)} + \frac{1}{\tan(\vartheta - \phi)}}} \qquad \textit{(équation 25)}$$

Où A_S = aire de la section plane défaillante (m^2)
ϑ = angle de la face du banc (°)

→ **La longueur de déversement pour une rupture en coin** est définie comme la distance atteinte par le matériau brisé si le bloc se rompt et est calculée comme la plus grande des deux longueurs de déversement potentielles, S_{w1} et S_{w2}, comme décrit dans Gibson et al. (2007) :

$$S_{w1} = \sqrt[3]{\frac{6KV}{\pi} \times \frac{\tan\vartheta - \tan\phi}{\tan\phi \times \tan\vartheta}} \qquad \textit{(eq.26)}$$

$$S_{w2} = \sqrt{\frac{6KV}{L} \times \frac{\tan\vartheta - \tan\phi}{\tan\phi \times \tan\vartheta}} \qquad \textit{(eq.27)}$$

Où S_{w1} = longueur de déversement correspondant à un déversement conique (m) S_w = longueur de déversement correspondant à un déversement pyramidal (m) K = facteur de gonflement
V = volume du bloc (m^3) L = longueur du coin (m) ϑ = angle de la face du banc (°)

→ **Le risque** est défini comme la probabilité qu'un bloc défaillant dépasse la largeur effective du banc de réception. Il représente la probabilité combinée qu'un bloc soit défaillant et ne soit pas retenu sur le banc de réception. Il est calculé comme suit :

$$Risque\ (\%) = \frac{PoF\ (\%) \times [100 - Confinement\ du\ déversement\ (\%)]}{100} \qquad \textit{(équation 28)}$$

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

7.2 Critères d'acceptation de la conception

Les critères de conception utilisés pour les analyses de stabilité sont présentés ci-dessous.

Surcharge

Un coefficient de sécurité minimal (FoS) de 1,3 a été fixé pour les analyses statiques (1,1 pour les analyses dynamiques), car les pentes du sol présentent un risque limité pour la stabilité globale de la fosse en raison de leur hauteur relativement faible et de la possibilité de mettre en œuvre des mesures correctives après l'excavation, si nécessaire. De plus, comme l'unité stratigraphique inférieure et la plus épaisse est constituée de till, on suppose que le niveau de la nappe phréatique baissera progressivement au fur et à mesure de l'avancement de l'exploitation minière, en restant à la base de la couche de till.

Roche fraîche

Les recommandations relatives aux angles de pente des fosses à ciel ouvert sont élaborées conformément aux critères d'acceptation de la conception proposés par Read et Stacey (2009). Le tableau 42 présente les critères de coefficient de sécurité (FoS) statique et pseudo-statique (dynamique) et de probabilité de défaillance (PoF) pour différentes échelles (c'est-à-dire banc, inter-rampe et global).

Tableau 42. Critères d'acceptation de la conception d' s (reproduit à partir de Read et Stacey, 2009).

Échelle de pente	Conséquences en cas de défaillance [2]	Critères d'acceptation [1]		
		FoS statique minimum	FoS dynamique minimal	PoF maximal P[FoS<1]
Banc	Faible-Élevé	1,1	N/A	25-50
Inter-rampe (IRA)	Faible	1,15-1,2	1	25
	Moyen	1,2	1,0	20
	Élevé	1,2–1,3	1,1	10
Global (OSA)	Faible	1,2–1,3	1,0	15–20
	Moyen	1,3	1,05	5 à 10
	Élevé	1,3-1,5	1,1	<5

Codes N/A non applicable, FoS facteur de sécurité, PoF probabilité de défaillance. Remarques
[1] Doit répondre à tous les critères d'acceptation.
[2] Le risque acceptable peut être défini à l'aide d'une matrice de risque semi-qualitative : conséquence par rapport à probabilité.

En ce qui concerne le confinement des bancs de retenue, Read et Stacey (2009) affirment que : « En matière de capacité de rétention, il n'est ni pratique ni économique de concevoir des bancs capables de contenir les débris provenant de tous les plans de glissement ou de toutes les ruptures en coin potentiels dans les bancs situés au-dessus. Au lieu de cela, la limite est fixée au volume de débris pouvant raisonnablement être contenu sur le banc. En général, cela représente 70 à 85 % des volumes potentiels. ».

Lors de la conception des bancs, la largeur du banc (BW) est le principal paramètre utilisé pour garantir un captage et un confinement adéquats des chutes de pierres potentielles. La largeur du banc (BW) est généralement évaluée à l'aide de l'équation empirique proposée par Ryan et Pryor (2000) :

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

$$BW = 0{,}2 \times BH + 4{,}5 \qquad \textit{(équation 29)}$$

Où BH = hauteur du talus (m)

Un coefficient de sécurité minimal de 1,5 est visé tant pour l'IRA que pour l'OSA. La conformité à cette exigence est vérifiée à l'aide d'une modélisation qui intègre les paramètres du banc et la conception de la rampe pour l'IRA, ainsi que les bermes géotechniques pour l'OSA.

Grâce à une approche fondée sur les risques, présentée à la section 7.3, les paramètres de conception des gradins visent à répondre à plusieurs critères de conception :

- → Comme indiqué dans le tableau 42, la probabilité de défaillance cible (PoF) pour les défaillances planes ou en coin dans la conception des gradins est limitée à un maximum de 25 à 50 %.
- → Au moins 70 % des déversements résultant de la rupture de blocs doivent être entièrement contenus sur les bancs de retenue.
- → La largeur minimale recommandée pour les bancs est de 8,5 m, sur la base de l'équation 29, en supposant une hauteur de banc de 20 m.
- → L'angle maximal de la face du banc, tel que défini conformément à la norme PMET, est fixé à 75°.
- → Le risque maximal acceptable – qui régit les exigences en matière de confinement des déversements dans l'équation 28 – est défini conformément au PMET et fixé à 5 %.

Pour le projet, les critères de conception des bancs adoptés sont résumés dans le tableau 43.

Tableau 43. Résumé des critères de conception et des hypothèses adoptés pour les bancs.

Critères de conception	Critères
Plage d'angles de la face du banc	40 à 80
BFA maximal prédéfini	75° pour les parois principales de la fosse
PoF maximal	Objectif de 30 % [1]
Hypothèse de rupture	1,5 m [2]
Hauteur du banc	20 m (configuration double banc)
Largeur minimale du banc	8,5 m
Confinement minimal des déversements	70 % des déversements doivent être entièrement retenus
Risque maximal acceptable	5 % [2]

Remarques [1] Peut être plus élevé en fonction d'autres facteurs : risque évalué, exposition unitaire sur le mur, évaluation de la largeur du déversement.
[2] Pour l'étape de normalisation des critères de conception, une rupture arrière de 1 m a été jugée acceptable sur les murs sud.
[3] Peut être plus élevé en fonction d'autres facteurs : exposition unitaire sur le mur, caractéristiques des joints concernés.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

7.3 Méthodologie

Aux fins du présent projet, différentes approches de conception ont été appliquées en fonction du type de matériau et de l'échelle d'analyse. Les matériaux sont divisés en deux domaines principaux : les sols (matières en excédent) et la roche fraîche. En conséquence, la stabilité des pentes à ciel ouvert a été évaluée à l'aide de la méthodologie suivante :

01. Sols – Pentes de morts-terrains
    → Analyse d'équilibre limite (LEA)
02. Roche – Échelle de banc
    → Analyses cinématiques
    → Analyse d'équilibre limite (LEA)
03. Roche – Échelle inter-rampe et échelle globale
    → Modélisation numérique 3D

Les détails de la méthodologie d'analyse sont présentés dans les sections suivantes.

Pentes de recouvrement

Les critères de conception des pentes pour les morts-terrains ont été établis à l'aide d'analyses d'équilibre limite en 2D réalisées avec *Slide2* (Rocscience, 2025b). Ce logiciel permet d'évaluer la stabilité des pentes dans diverses conditions géologiques, hydrologiques et de charge en intégrant les paramètres de géométrie, de stratigraphie et de résistance au cisaillement de chaque unité de matériau. Il est également possible d'inclure des forces externes telles que les pressions interstitielles, les charges sismiques et les éléments de renforcement.

Les analyses ont été réalisées à l'aide des méthodes Spencer et GLE/Morgenstern-Price, qui tiennent toutes deux compte des forces interslices. Ces méthodes fournissent une représentation réaliste des géométries complexes et des conditions variables des matériaux, permettant une estimation fiable du coefficient de sécurité.

Les couches stratigraphiques n'étant pas suffisamment définies pour permettre des coupes transversales réalistes autour de la zone de la fosse, les analyses de stabilité ont été réalisées à l'aide de profils de pente théoriques. Une hauteur de pente de 20 m a été adoptée, ce qui correspond à la hauteur maximale typique attendue à proximité de la mine. Cependant, la hauteur spécifique a une influence limitée sur les résultats, car la cohésion n'a pas été prise en compte dans les propriétés des matériaux.

Échelle de banc

La compréhension et l'identification des modes de rupture potentiels à l'échelle du banc sont des éléments clés d'une conception appropriée. Les trois (3) mécanismes de base des ruptures contrôlées par la structure dans les pentes rocheuses sont les ruptures planes, les ruptures en coin et les ruptures par renversement, comme décrit ci-dessous :

01. **Une rupture plane** est cinématiquement possible lorsque le plan de discontinuité est moins incliné que la pente (inclinaison) et présente un angle plus prononcé que l'angle de frottement. Les ruptures planes ne se développent généralement de manière significative que si la direction de la jointure se situe à ±20° de la direction de la pente rocheuse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

02. **Une rupture en coin** est cinématiquement possible lorsque la plongée de l'intersection de deux plans (vecteur de glissement) est moins inclinée que la pente (lumière du jour) et à un angle supérieur à l'angle de frottement combiné, qui est déterminé à partir des caractéristiques de chaque plan formant le coin. Les ruptures en coin se développeront de manière significative si l'azimut de la ligne d'intersection se situe à ±45º de la direction d'inclinaison de la pente.

03. **Une rupture par renversement** peut se produire lorsqu'une masse rocheuse contient plusieurs structures géologiques continues parallèles à forte inclinaison, telles que des joints/plans de foliation continus, qui sont presque parallèles à l'orientation de la face de la pente rocheuse. Une rupture par renversement ne se produit généralement que lorsque la direction des structures se situe à ±20º de l'azimut de la face de la pente. Sur le plan cinématique, le risque de rupture par renversement est déterminé par l'espacement (séparation), l'inclinaison et la continuité des blocs de renversement, ainsi que par l'angle de la pente. Un espacement important ou des structures discontinues atténuent le risque de renversement.

Une bonne compréhension du contexte géomécanique est nécessaire avant de procéder à des évaluations de stabilité à l'échelle du banc. Pour le projet Shaakichiuwaanaan, la caractérisation géomécanique (section 5) a permis d'identifier les domaines géomécaniques et les principaux ensembles de discontinuités grâce à une analyse par projection stéréographique. Les lithologies attendues le long des parois de la fosse ont ensuite été examinées afin de subdiviser la fosse en secteurs en fonction des domaines géomécaniques et de l'orientation des pentes.

À la suite de cette sectorisation, des analyses de stabilité à l'échelle du banc ont été réalisées à l'aide de l'approche fondée sur les risques décrite ci-dessous et illustrée à la figure 26.

01. Évaluation des PoO, PoS et PoF

→ Pour une gamme définie d'angles de face de banc, les probabilités d'occurrence de plans et de coins, de glissement et de rupture (équations 20, 21 et 22) sont calculées à l'aide d'analyses d'équilibre limite. Les ruptures planes sont évaluées à l'aide d'un code *Python* interne à Alius, tandis que les ruptures en coin sont évaluées à l'aide de *SWedge* (Rocscience, 2024b). Le post-traitement de tous les résultats est également effectué à l'aide d'un script *Python* interne.

→ Pour les évaluations de glissements plans, toutes les discontinuités relevées sont initialement prises en compte, puis une analyse ciblée est effectuée, qui ne comprend que les discontinuités appartenant à des ensembles majeurs.

→ Pour les analyses en coin, lorsqu'un secteur contient plus de 500 discontinuités, un échantillonnage aléatoire est utilisé pour réduire l'ensemble de données à 500 entrées afin d'améliorer l'efficacité des calculs. L'ensemble de données échantillonné est validé afin de s'assurer que les ensembles de joints majeurs restent correctement représentés.

02. Évaluation de la longueur potentielle du déversement

→ À chaque BFA, les longueurs de déversement sont calculées pour les ruptures planes et en coin (équations 24, 26 et 27). Seuls les coins dépassant 2 m^3 sont pris en compte à ce stade, car les blocs plus petits sont considérés comme gérables sur le plan opérationnel.

03. Identification du facteur de conception limitant

→ Le facteur limitant correspond à l'un des éléments suivants :

- Les probabilités de rupture plane ou en coin dépassent un critère d'acceptation.
- Les exigences en matière de largeur de déversement dépassent la largeur minimale admissible des gradins.
- L'angle maximal prédéfini de la face du gradin est atteint.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

04. Sélection de l'angle de la face du banc

→ L'angle de face de banc associé à l'IRA le plus élevé qui respecte tous les critères prédéfinis est conservé en tant qu'« angle de face de banc sélectionné ».

05. Exigence relative à la largeur du banc

→ L'évaluation de l'exigence en matière de confinement des déversements est obtenue à l'aide de l'équation de risque (équation 28), sur la base du risque maximal acceptable et du PoF associé au BFA sélectionné.

→ La largeur requise du banc est la plus grande entre la largeur minimale du banc de rétention (c'est-à-dire 8,5 m) et l'exigence de confinement des déversements plus une marge de 1,5 m pour la perte de crête (backbreak).

06. Évaluation de l'angle entre les rampes

→ L'IRA résultant peut être calculé à l'aide des paramètres retenus ci-dessus.

Un flux de travail distinct est exécuté pour chaque secteur de la fosse. Dans ce cadre, l'angle de la face du banc est la principale variable optimisée. Après optimisation, les directives de conception proposées sont normalisées au sein d'un secteur de conception ou, le cas échéant, avec un secteur de conception adjacent.

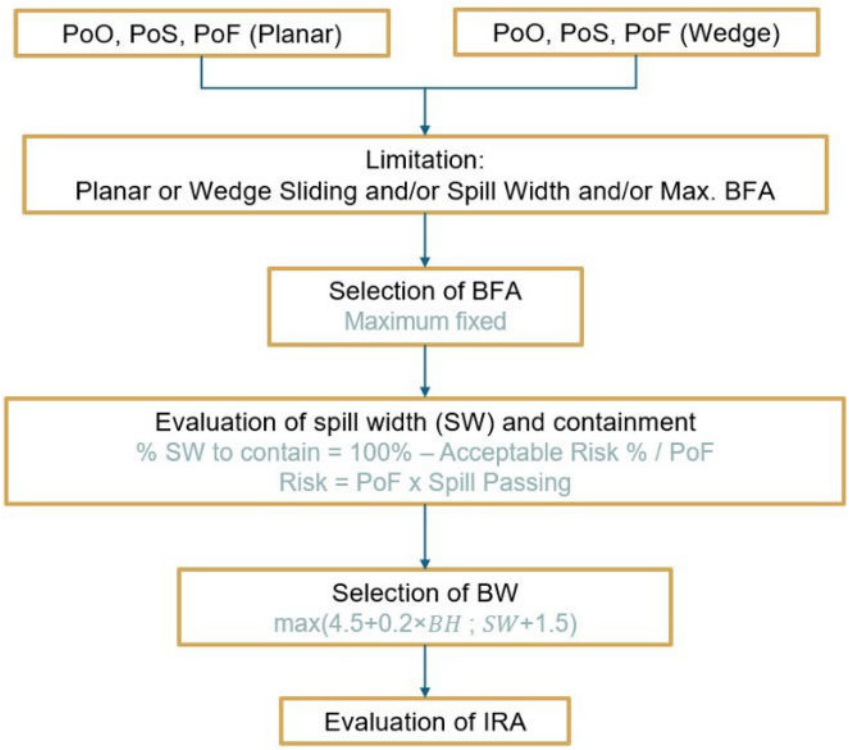


Figure 26. Organigramme d'optimisation de la conception à l'échelle du gradin.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

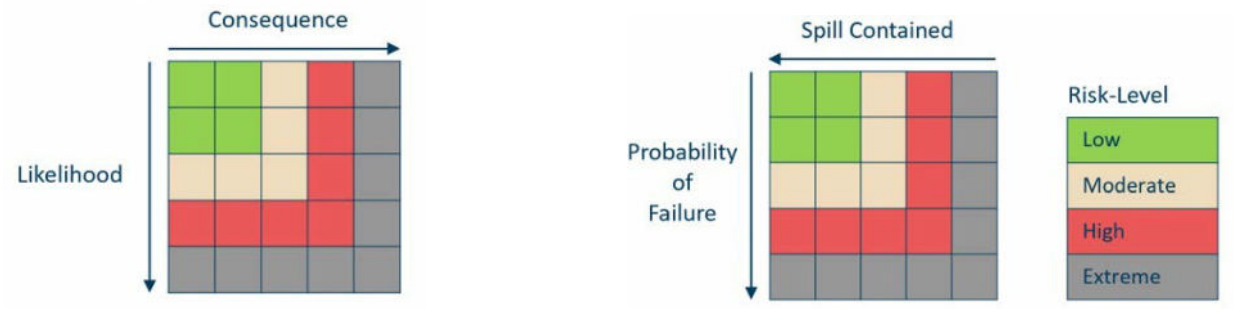
Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

En résumé, l'approche géomécanique basée sur les risques évalue le risque en fonction de deux éléments clés :

01. Probabilité de défaillance (PoF), représentant la probabilité qu'un bloc se détache,
02. La capacité de confinement du banc de réception, qui représente les conséquences d'une défaillance.

Cette relation est généralement illustrée à l'aide d'une matrice des risques, comme le montre la figure 27. La probabilité est dérivée de la PoF associée à une orientation donnée du mur et à ses données structurelles. La conséquence est évaluée en comparant le volume de rupture estimé à la largeur effective du banc de retenue. Lorsque les volumes de rupture dépassent la capacité de confinement du banc, le niveau de conséquence augmente, ce qui accroît le risque opérationnel.

La matrice permet une classification quantitative et qualitative des risques. Sur le plan quantitatif, le risque peut être calculé comme le produit du PoF et de l'efficacité du confinement (Spill Contained). Le risque peut également être présenté en termes qualitatifs (par exemple, faible, modéré, élevé, extrême), généralement représentés à l'aide d'un code couleur. Les seuils de tolérance au risque peuvent être modifiés afin de refléter le niveau acceptable de risque opérationnel.



(a) Matrice conceptuelle.

(b) Matrice de risque qualitative.

Figure 27. Matrices de risque types.

D'autres hypothèses et/ou limitations pertinentes comprennent :

→ En fonction de la continuité des caractéristiques structurelles, les défaillances cinématiques peuvent affecter les pentes à plusieurs échelles, du banc à l'ensemble. La persistance est donc un facteur important à prendre en compte lors de l'évaluation du potentiel de défaillance. Tant que l'exploitation minière n'a pas mis à nu les structures et que leur persistance réelle ne peut être mesurée, une persistance par défaut de 15 m est supposée à des fins de conception.

→ Les principaux mécanismes de rupture pris en compte sont le glissement plan et le glissement en coin. Bien que le renversement soit reconnu comme un mécanisme potentiel, il est considéré comme un risque opérationnel plutôt que comme un mode limitant la conception de la géométrie des gradins.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Échelle inter-rampe et échelle globale

Compte tenu des bonnes conditions de la masse rocheuse, les contraintes de conception devraient être contrôlées sur le plan structurel. Après avoir appliqué le cadre basé sur les risques et défini les paramètres de conception des gradins, aucune optimisation supplémentaire des pentes inter-rampes ou globales n'a été entreprise, car des configurations plus raides ne sont pas réalisables avec la hauteur fixe des gradins et les largeurs requises des gradins de retenue. Néanmoins, la vérification de la stabilité de la fosse reste essentielle. La stabilité des rampes intermédiaires et des pentes globales a été évaluée à l'aide d'une modélisation numérique 3D afin de confirmer que la conception proposée répond aux facteurs de sécurité requis. Par rapport aux méthodes 2D traditionnelles, l'analyse 3D fournit une représentation plus réaliste de la géométrie de la fosse et de l'influence de la distribution spatiale des unités géologiques. Elle permet également d'évaluer les mécanismes de rupture potentiels associés aux caractéristiques structurelles, telles que les contacts ou les unités plus faibles, qui peuvent s'étendre sur plusieurs secteurs de la fosse. Les résultats de la modélisation ont été utilisés pour confirmer la stabilité globale de la fosse dans des conditions statiques, comme indiqué à la section 7.6.

7.4 Évaluation de la stabilité des morts-terrains

7.4.1 Méthodes de conception

La stabilité des pentes de recouvrement a été évaluée à l'aide d'une modélisation numérique. Un modèle initial a été développé en combinant toutes les unités stratigraphiques selon leurs proportions moyennes observées sur le site. Des modèles supplémentaires ont été préparés pour chaque unité stratigraphique individuellement, ainsi que pour les sédiments du fond du lac seuls, afin de tenir compte des scénarios dans lesquels une seule unité domine le profil de la pente. La géométrie de la pente a ensuite été ajustée de manière itérative jusqu'à ce que le coefficient de sécurité (FoS) cible soit atteint.

7.4.2 Résultats

La figure 28 présente la section représentative et les résultats de l'analyse d'équilibre limite utilisés pour optimiser la conception du talus. Un angle inter-rampe (IRA) de 36° permet d'atteindre le coefficient de sécurité cible de 1,3.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

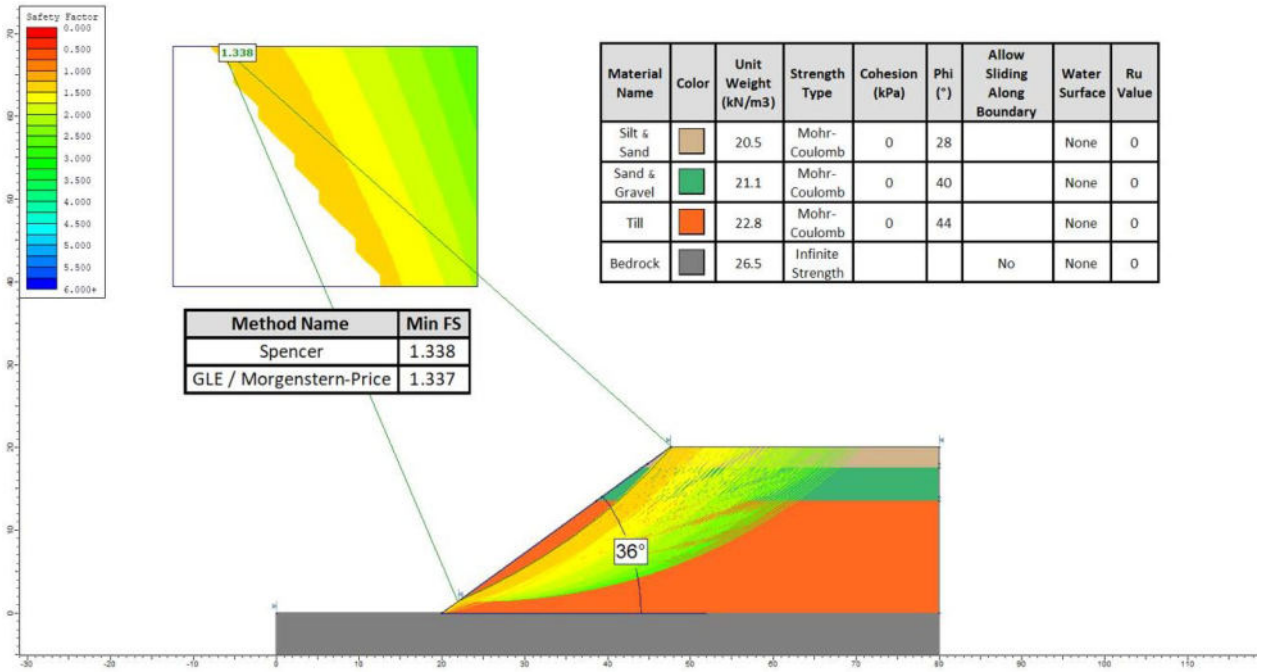


Figure 28. Résultats de l'analyse de stabilité d' pour une pente de recouvrement type.

La conception recommandée pour la pente de recouvrement est présentée dans le tableau 44. Ces lignes directrices garantissent un coefficient de sécurité (FoS) de 1,3 dans des conditions statiques et de 1,1 dans des conditions dynamiques. En outre, il est recommandé d'établir et de maintenir un banc de retenue à l'interface entre les morts-terrains et le substrat rocheux. La largeur du banc doit être de 5 m lorsque l'épaisseur des morts-terrains est inférieure à 5 m, et de 10 m lorsque l'épaisseur des morts-terrains dépasse 5 m. Cette caractéristique facilitera l'installation d'une berme collectrice et contribuera à empêcher l'exposition des morts-terrains au sommet de la fosse si la surface du substrat rocheux diffère de la géométrie prévue.

Tableau 44. Directives de conception pour les morts-terrains.

Composition de la pente	**BFA** (°)	**BH max.** (m)	**BW** (m)	**IRA** (°)
Section type	36	25	0	36
Limon et sable uniquement	24	25	0	24
Sable et gravier uniquement	34	25	0	34
Till uniquement	38	25	0	38
Sédiments du fond du lac	38	25	0	38

Codes BFA angle de la face du banc, Max BH hauteur maximale du banc, BW largeur du banc, IRA angle entre les rampes.
Remarques Pour les hauteurs de banc supérieures à 25 m, inclure un banc de réception de 5 m de largeur à mi-pente.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

7.5 Évaluation de la stabilité des terrasses

7.5.1 Méthodes de conception

Pour chaque secteur présenté dans la section suivante, le potentiel de rupture plane et en coin a été évalué et utilisé comme base pour l'optimisation de la conception du banc.

Pour les ruptures planes, on distingue les ensembles de joints majeurs, mineurs et aléatoires. L'analyse est donc réalisée en deux étapes : premièrement, en utilisant tous les pôles disponibles ; deuxièmement, en se concentrant spécifiquement sur les pôles appartenant aux ensembles majeurs qui présentent un potentiel de rupture dans le secteur considéré. Dans les deux cas, seuls les pôles satisfaisant aux critères cinématiques sont pris en compte. En fin de compte, les recommandations de conception sont dérivées de l'analyse limitée aux ensembles majeurs.

Pour les défaillances en coin, le nombre de combinaisons de discontinuités évaluées dans chaque domaine géomécanique est résumé dans le tableau 45.

Tableau 45. Analyse des défaillances en coin – Combinaisons de joints.

GMD	Code de l'unité lithologique	Nombre de discontinuités	Nombre de discontinuités après Échantillonnage	Nombre de combinaisons
WAll-AMP	AMP	708	500	124 750
WW-APU	AMP, PEG, UMU	1 265	500	124 750
CN-AMP	AMP	972	500	124 750
CN-META	META	423	423	89 253
CS-AMP	AMP	2 221	500	124 750
CS-META	META	324	324	52 326
EAll-AMP	AMP	1 106	500	124 750
EN-UMU	UMU	191	191	18 145
ES-META	META	325	325	52 650
EE-AMPU	AMP, PEG, UMU, META	1 046	500	124 750

GMD-Domaine géomécanique (roche fraîche).

Remarques Il convient de noter que l'analyse en coin n'a pas été effectuée pour les codes GMD WS-META, CN-UMU, EN-META et WCE-PEG. Se reporter au tableau 40 pour la présentation des codes GMD.

7.5.2 Sectorisation à ciel ouvert

La sectorisation à ciel ouvert est basée sur l'orientation des pentes de la fosse et les domaines géomécaniques exposés. La conception 3D de l'EEP et le modèle lithologique fournis par GMS le 29 janvier 2025 ont été utilisés pour définir les secteurs de conception présentés dans cette section. Les secteurs de la fosse sont illustrés à la figure 29 et résumés dans le tableau 46. Au total, quinze (15) secteurs ont été évalués lors des analyses à l'échelle du banc ; toutefois, lorsque cela était approprié, ces secteurs ont ensuite été regroupés afin de fournir des directives de conception simplifiées pour les parois de la fosse.

Une version mise à jour des lignes directrices de conception de la mine à ciel ouvert reflétant la dernière conception de la mine disponible en mars 2025 est fournie à l'annexe D. Cette version, qui constitue également le scénario de référence pour la modélisation numérique, est examinée plus en détail à la section 7.6.2.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

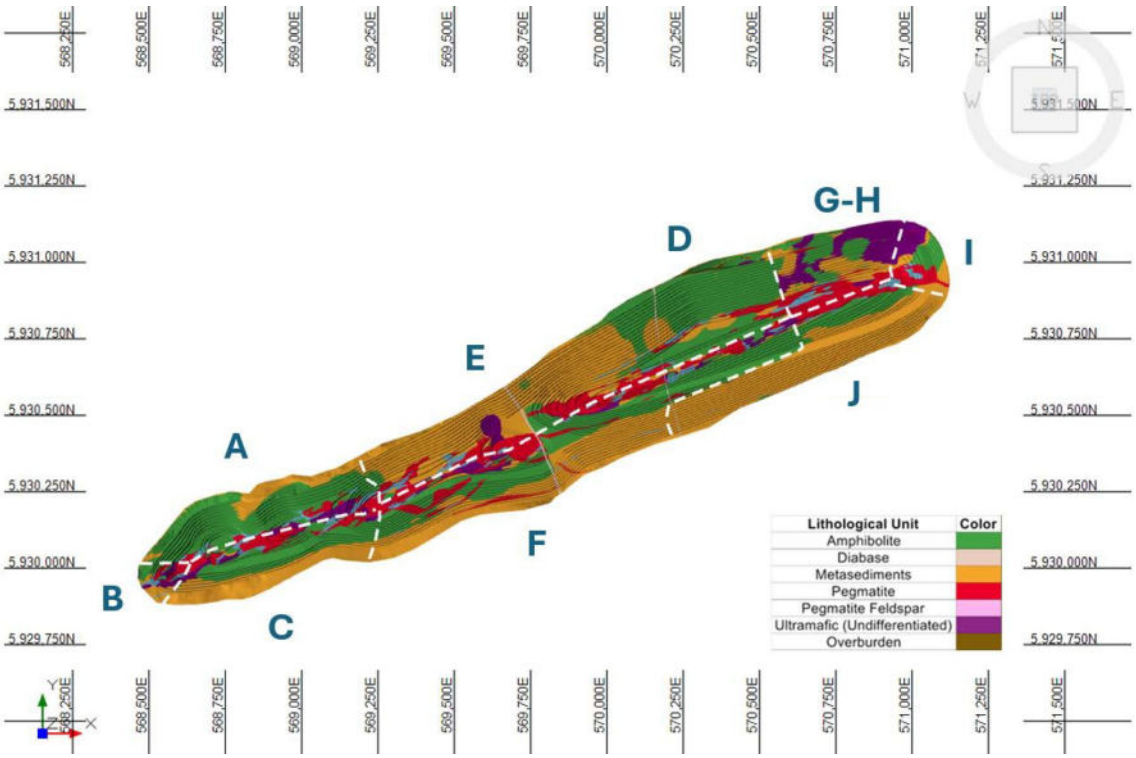


Figure 29. Secteurs de conception de la fosse à ciel ouvert.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 46. Caractéristiques du secteur de conception des fosses.

forte inclinaison	Lithologie	Emplacement	Secteur à Direction (°)	Plongée Direction Plage (°)	GMD correspondant
A	AMP	Mur nord (ouest)	160	130–200	WAll-AMP
B	AMP, PEG, UMU	Ouestwall (Ouest)	060	005–130	WW-APU
C-1	AMP	Mur sud (ouest)	340	340–005	WAll-AMP
C-2	META	Mur sud (Ouest)	340	340–005	WS-META
D	AMP	Mur nord (central)	160	150–165	CN-AMP
E-1	META	Mur nord (central)	155	140–155	CN-META
E-2	UMU	Mur nord (central)	155	140–155	CN-UMU
F-1	AMP	Mur sud (central)	335	330–350	CS-AMP
F-2	META	Mur sud (central)	335	330–350	CS-META
G-1	AMP	Mur nord (est)	165	165–180	EAll-AMP
G-2	META	Mur nord (est)	165	165–180	EN-META
H	UMU	Mur nord (est)	165	165–180	EN-UMU
I	AMP, PEG, UMU, META	Mur est (Est)	250	180–310	EE-AMPU
J-1	AMP	Mur sud (est)	335	310–335	EAll-AMP
J-2	META	Mur sud (est)	335	310–335	ES-META

Codes GMD Domaine géomécanique (roche fraîche).
Remarques Direction principale du pendage : direction du pendage utilisée dans l'analyse cinématique.
Reportez-vous au tableau 40 pour la présentation du GMD.

Comme le montre la figure 29, l'exposition de la pegmatite le long des parois finales de la fosse est relativement limitée. Elle est principalement présente sur les deux parois d'extrémité (secteurs B et I), bien qu'elle soit intercalée avec d'autres unités lithologiques. La pegmatite est également présente localement dans la zone centrale de la paroi, où elle apparaît sous la forme d'une fine bande intrusive sur quelques bancs seulement. En raison de l'impossibilité d'appliquer différentes directives à des affleurements aussi petits, la pegmatite n'a pas été utilisée comme base pour définir les secteurs. Néanmoins, la stabilité des bancs dans le domaine géomécanique WCE-PEG a été évaluée à partir de l'expérience pratique, et des conseils sont fournis pour les affleurements localisés de pegmatite en cas de mise en œuvre opérationnelle.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

considéré comme faisable.

La figure 29 montre également que certains domaines géomécaniques – tels que l'UMU dans le secteur E, le META dans le secteur D et l'UMU dans le secteur H – ne se produisent que localement le long des parois de la fosse, qui sont par ailleurs dominées par d'autres domaines. Ces occurrences mineures ont également été incluses dans l'évaluation de la stabilité.

Enfin, les failles et le dyke de diabase n'ont pas été pris en compte dans le processus de sectorisation.

7.5.3 Résultats

Pour chaque secteur de conception de la mine à ciel ouvert, le flux de travail illustré à la figure 26 a été appliqué afin de déterminer les résultats BFA compris entre 40 et 80°, par incréments de 2°. Lorsque le BFA recommandé se situait entre les angles évalués, une interpolation a été effectuée. Les résultats détaillés pour tous les secteurs sont fournis à l'annexe E.

Dans l'ensemble, les contraintes de conception sont principalement liées au risque de ruptures planes, en particulier le long de la paroi nord, où la foliation devrait contrôler les angles des faces des gradins. Des ruptures mineures en coin peuvent se produire dans toute la fosse, mais elles ne limitent la conception dans aucun secteur.

Un exemple du processus d'analyse de stabilité est présenté à la figure 30, qui illustre les résultats pour le secteur A (AMP) dans la partie ouest du mur nord. Le graphique supérieur montre le PoO, le PoS et le PoF ; le graphique du milieu montre la largeur de déversement des matériaux défaillants ; et le graphique inférieur présente l'angle inter-rampe résultant. Ensemble, ces graphiques mettent en évidence le compromis entre l'angle entre les rampes (IRA) et la stabilité du banc en fonction de l'angle de la face du banc (BFA). Si un BFA plus raide peut augmenter l'IRA et améliorer la rentabilité du projet, il augmente également la probabilité de rupture et le risque que les matériaux défaillants dépassent la largeur de confinement du banc. Dans de tels cas, la largeur du banc doit être augmentée pour garantir le confinement. Le tableau 47 présente les paramètres de conception retenus pour ce secteur, ainsi que toutes les données et tous les résultats associés.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

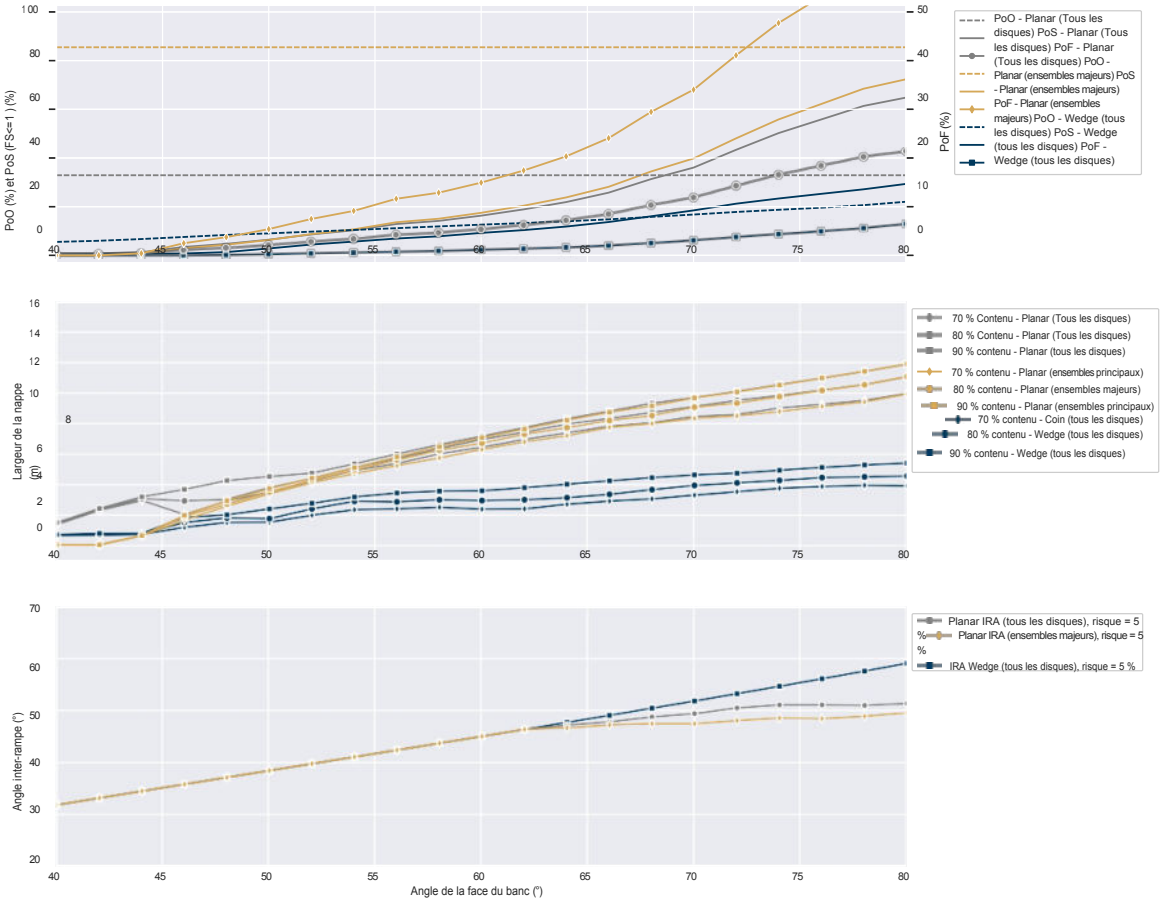


Figure 30. Résultats des analyses de stabilité de l'échelle de banc - Secteur A AMP.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 47. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur A (AMP)

Paramètre	Sous-paramètre	Valeur
Probabilités [1]		
Défaillances planaires [2]	PoO	85,5
	PoS	31,3
	PoF	29,5
Défaillances des cales	PoO	15,8
	PoS	16,0
	PoF	2,5 %
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan et largeur minimale du banc
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		68
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		85 %, 9,0 m
Largeur du banc (BW)		10,5 m *from max(8,5 ; 9,0 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		47

Remarques [1] Probabilités pour les BFA sélectionnés.
[2] Probabilités tenant compte de l'évaluation de l'ensemble des joints principaux.
[3] Basées sur la longueur limite du déversement au point d'impact sélectionné, à partir d'une rupture plane ou en coin.

Dans **le secteur A**, au sein de l'amphibolite :

→ Un ensemble de discontinuités majeur (JS1) pose des problèmes potentiels du point de vue du glissement plan. JS1 se compose principalement de foliation, de joints ouverts et de joints fermés, avec un espacement moyen de 2,3 m.

→ Le glissement des coins n'est pas identifié comme un mécanisme limitant pour ce secteur et cette lithologie. Le BFA sélectionné est donc régi par le PoF plan, et la largeur du banc de retenue est ajustée pour retenir 85 % des débordements.

→ Dans ces conditions, le risque résultant (équation 28) est de 4,4 %.

Dans le domaine géomécanique de la pegmatite (WCE-PEG) :

→ Un angle de face de banc de 75° est considéré comme acceptable sur une étendue limitée, d'après l'examen de la projection stéréographique.

→ Trois ensembles de joints ont été interprétés dans ce domaine géomécanique.

- Les ensembles de joints JS1 et JS3 peuvent représenter le même ensemble structurel avec des directions de pendage variables autour de 90°. Cependant, par mesure de prudence, ils ont été traités comme deux ensembles distincts avec un pendage moyen de 77°.
- JS2 a un pendage moyen de 8°. Sur la base des orientations interprétées des ensembles de joints, aucune limitation structurelle cinématique n'est prévue pour la conception proposée du banc.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

- Néanmoins, la pegmatite doit être surveillée de près pendant les opérations, car sa texture à grains grossiers et son clivage minéral prononcé fournissent des plans de faiblesse préférentiels qui peuvent contribuer à des ruptures localisées lorsqu'elle est exposée sur la paroi de la fosse.

Pour l'unité ultramafique indifférenciée :

→ L'analyse cinématique indique des contraintes importantes en matière de conception en raison d'orientations défavorables des joints.

→ De plus, cette lithologie présente une qualité de masse rocheuse inférieure à celle des autres unités ; par conséquent, les affleurements ultramafiques sur les parois de la fosse doivent être réduits au minimum dans la mesure du possible.

Le contenu suivant résume les directives de conception à l'échelle du banc et les risques associés :

01. Recommandations sur la largeur des gradins

→ Pour une configuration à double gradins, avec une hauteur totale de gradins de 20 m, la largeur recommandée des gradins varie de 8,5 m à 12 m, selon le secteur de la fosse.

→ Les largeurs de banc proposées tiennent compte d'une largeur inutilisable de 1,5 m, qui comprend les pertes au sommet et les bords durs. Pour les critères de conception normalisés, un recul de 1 m a été jugé acceptable sur les parois sud. L'obtention des largeurs recommandées dépendra de l'application cohérente des meilleures pratiques en matière de forage et de dynamitage. Le recul doit être surveillé de près et les ajustements de conception évalués en fonction des performances opérationnelles.

02. Recommandations concernant l'angle de la face de la terrasse

→ Sur la base des données structurelles disponibles, les angles de face de gradins recommandés varient de 40° à 75° selon le secteur de la fosse.

La figure 31 présente la représentation des risques pour les secteurs de conception de la fosse, sur la base de la relation entre la probabilité de défaillance dérivée des analyses de stabilité et le pourcentage de déversements contenus, qui reflète l'efficacité du banc de rétention pour retenir les matériaux en cas de défaillance. Chaque secteur est représenté par un point de données indiquant son PoF et le confinement des déversements pour la conception optimisée et standardisée. Pour identifier les secteurs sur le graphique, l'identifiant du secteur de la fosse (A-H) est utilisé, avec indication du domaine géomécanique associé. Si le domaine géomécanique existe à la fois pour les parois nord et sud, la position est précisée sur le graphique.

Si les directives de conception normalisées diffèrent des directives optimisées, une flèche reliant les deux points apparaît sur le graphique. Les courbes de risque affichées sont dérivées en fonction du PoF et du confinement des déversements (équation 28) et représentent les seuils de référence correspondant à différents niveaux de risque : **très faible** (2,5 %), **faible** (5 %), **modéré** (10 %) et **élevé** (15 %). Le risque est évalué visuellement en comparant la position de chaque secteur par rapport à ces courbes colorées.

Par conséquent, la position de chaque point sur le graphique reflète le risque relatif de chaque secteur de conception, les valeurs PoF plus élevées et les capacités de confinement des déversements plus faibles indiquant un risque global plus élevé. D'après les données représentées, la plupart des secteurs de conception se situent dans la fourchette de risque très faible à faible, ce qui démontre que les lignes directrices de conception proposées permettent généralement d'atteindre des niveaux de risque acceptables. Quelques points se situent en dehors de l'enveloppe vert clair, ce qui indique qu'ils dépassent les critères de conception acceptables liés au PoF ou au

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

confinement des déversements, tels que définis dans les lignes directrices référencées et dans le tableau 43. Un point se situe également dans la zone de risque « élevé », au-dessus de la courbe de risque « modéré ». Toutefois, compte tenu des contraintes opérationnelles et de l'approche de gestion des risques appliquée, les lignes directrices de conception associées à ces secteurs sont toujours jugées acceptables, malgré leur emplacement en dehors des seuils de référence :

En conséquence, la position de chaque point sur le graphique reflète le risque relatif de chaque secteur de conception, les valeurs PoF plus élevées et les capacités de confinement des déversements plus faibles indiquant un risque global plus élevé. D'après les données représentées, la plupart des secteurs de conception se situent dans la fourchette de risque très faible à faible, ce qui souligne que les directives de conception proposées permettent généralement d'atteindre des niveaux de risque acceptables. Quelques points se situent en dehors de l'enveloppe vert clair, ce qui indique qu'ils dépassent un ou plusieurs des critères de conception acceptables liés au PoF ou au confinement des déversements, tels que définis dans les lignes directrices et dans le tableau 43. Un point se situe également dans la catégorie de risque « élevé », au-dessus de la courbe de risque modéré. Toutefois, compte tenu des contraintes opérationnelles et de l'approche globale de gestion des risques, les lignes directrices de conception associées sont toujours considérées comme acceptables, même si elles dépassent les seuils de référence :

- → **C-1** et **F-1** – Correspondant aux affleurements d'amphibolite sur les parois sud dans les zones ouest et centrale. Leur confinement des déversements a été réduit après le processus de normalisation ; toutefois, cela est jugé raisonnable en raison du faible PoF plan et en coin associé à ces secteurs. Les risques évalués qui en résultent sont respectivement de 3,3 % et 5,8 %.
- → **C-2** – Ce secteur correspond aux métasédiments exposés sur la paroi sud de la zone ouest. Il présente un PoF élevé, et le processus de normalisation aboutit à un confinement des déversements de 70 %. Cette combinaison donne lieu à une cote de risque élevée (10,8 %). Néanmoins, l'exposition limitée le long de la paroi finale de la fosse réduit son importance globale du point de vue du risque de conception.
- → **E-1** et **J-2** – Ces secteurs correspondent à des affleurements métasédimentaires sur la paroi nord de la zone centrale et la paroi sud de la zone est. Les deux secteurs ont des valeurs PoF supérieures à 50 %. Cependant, ces valeurs élevées sont atténuées par l'application d'objectifs de confinement des déversements de 95 % et 87,5 % respectivement, qui maintiennent les risques évalués dans des fourchettes modérées à très faibles.

Le secteur de conception E-2 (CN-UMU) n'est pas inclus dans ce tableau, car il est recommandé de retirer l'unité ultramafique exposée localement le long des parois du secteur E.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

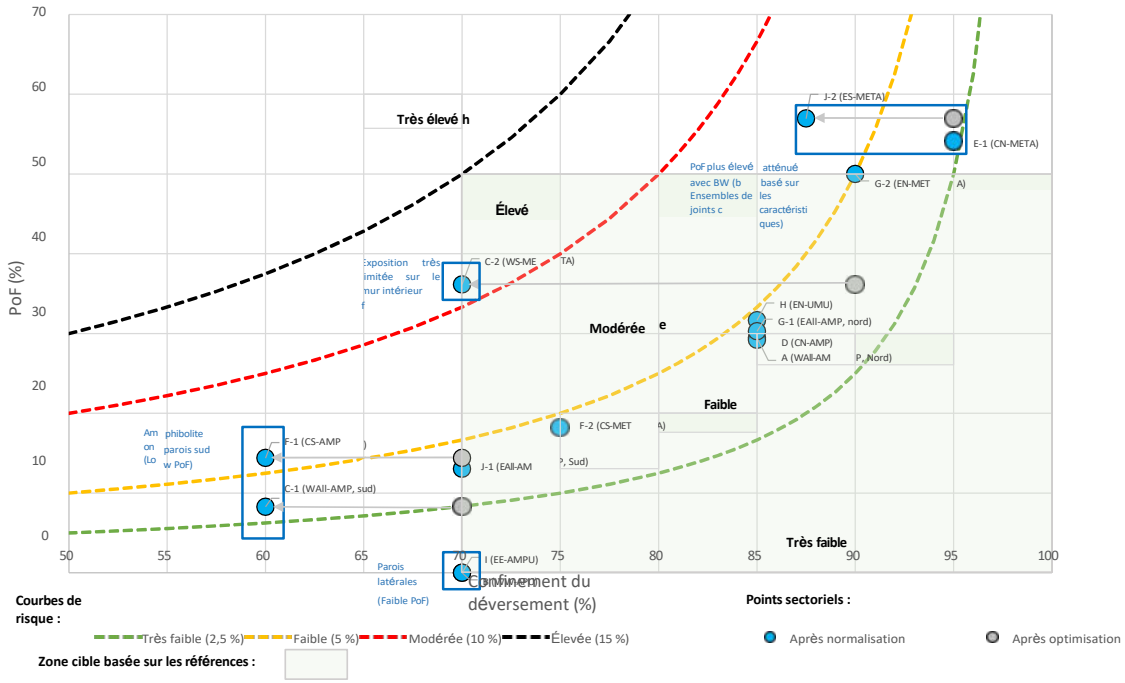


Figure 31. Représentation des risques pour les secteurs de conception par rapport aux critères de conception.

Double gradin

Le double terrassement, qui donne une hauteur totale de terrassement de 20 m, est considéré comme réalisable compte tenu de la qualité généralement bonne de la roche et de la fréquence relativement faible des fractures. Le double terrassement n'est pas approprié dans les situations suivantes (Ryan et Pryor, 2000) :

→ Les structures géologiques varient considérablement en termes d'inclinaison. Dans ce cas, il est souvent difficile d'aligner les fronts de taille finaux d'un niveau de travail à l'autre, ce qui crée des décalages entre les niveaux de travail, des surplombs locaux et d'autres risques pour la sécurité.

→ La masse rocheuse est tellement fracturée qu'elle peut être creusée librement sans avoir recours à des explosifs.

→ Il existe de nombreux joints longs ou failles qui laissent passer la lumière du jour dans la pente, ce qui augmente le risque de développement de grandes géométries de rupture lors de l'exploitation du niveau inférieur. Ces géométries de rupture peuvent être facilement prises en compte dans l'exploitation lorsque la hauteur de la pente en cas de rupture est de 15 m, car l'équipement peut facilement escalader toute la hauteur du banc. Cependant, lorsque les structures mises à jour provoquent un échec de talus pouvant atteindre 30 m de hauteur, il n'est pas possible d'escalader correctement toute la face, ce qui pose un risque pour la sécurité. Pour un plan de glissement donné, le volume de l'échec augmente en réalité de manière géométrique plutôt que proportionnelle. Le volume de l'échec pour un double banc peut être trois à quatre fois supérieur à celui d'un banc simple pour les mêmes structures.

À ce stade du projet, aucune des conditions susmentionnées n'est jugée probable. Cette conclusion est étayée par les résultats de la modélisation numérique à l'échelle inter-rampe et à l'échelle globale, présentés dans les sections suivantes.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

7.6 Stabilité inter-rampe et stabilité globale du talus

La stabilité des pentes à l'échelle inter-rampe et à l'échelle globale a été évaluée à l'aide d'un modèle numérique, comme décrit dans les sections suivantes.

7.6.1 Méthodes de conception

La modélisation numérique 3D réalisée dans le cadre de ce projet afin d'évaluer la stabilité inter-rampe et la stabilité globale de la pente a été réalisée à l'aide du *logiciel FLAC3D* (Itasca Consulting Group, 2025a), un logiciel de modélisation conçu pour simuler la réponse d'un massif rocheux aux variations de contraintes induites par l'excavation, ce qui le rend particulièrement adapté aux applications minières. Le modèle constitutif IMASS (Itasca Model for Advanced Strain Softening) (Itasca Consulting Group, 2025b) a été utilisé pour caractériser le comportement en résistance des masses rocheuses entourant la zone de la fosse. Ce modèle tient compte de la progression des dommages, de la roche intacte au matériau désintégré, en prenant en considération les effets de la dilatance et du gonflement pendant la déformation plastique. L'affaiblissement progressif des propriétés en deux étapes distingue les dommages plastiques de la fracturation ultérieure, ce qui permet une représentation réaliste du comportement de la masse rocheuse après le pic. Les morts-terrains ont été modélisés à l'aide d'un modèle élastique.

7.6.2 Modèle numérique

Un modèle 3D a été construit, dont les dimensions le long des axes E-N-Z sont d'environ 4,9 × 3,0 × 0,6 km. Ce modèle intègre le modèle lithologique et la mine à ciel ouvert prévue. De plus, du matériau rocheux hôte est ajouté comme remplissage autour du modèle afin de garantir que les conditions aux limites sont éloignées et n'affectent pas les résultats.

Géométrie

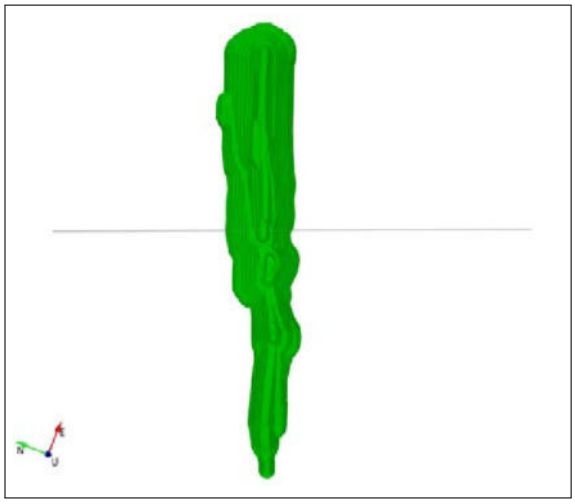
La géométrie modélisée de la mine à ciel ouvert est basée sur la conception de la fosse de mars 2025. Les solides géologiques dérivés du modèle lithologique ont été utilisés pour attribuer les propriétés appropriées à chaque zone du modèle numérique. Les failles identifiées sur le site n'ont pas été intégrées dans le modèle actuel en raison de leur orientation prédominante vers le nord-ouest, qui est approximativement perpendiculaire aux pentes de la fosse. De plus, la caractérisation structurelle de ces failles est toujours en cours. Il est recommandé d'intégrer l'interprétation finale du réseau de failles dans un modèle 3D ultérieur afin d'évaluer et de valider son impact potentiel sur la stabilité globale des pentes.

Maillage et conditions aux limites

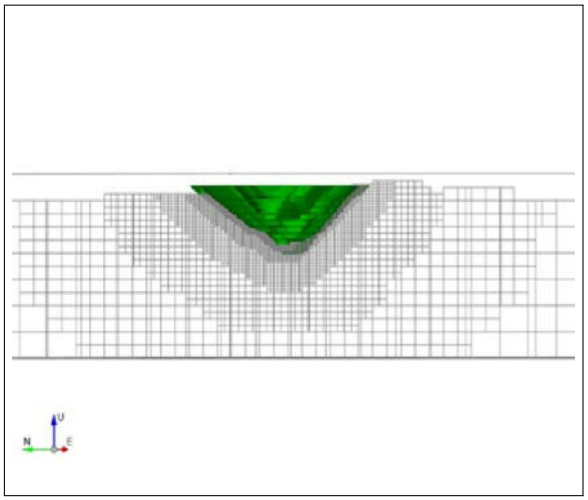
Un maillage cubique structuré (octree) a été utilisé pour construire le modèle. Les zones adjacentes aux parois de la fosse ont des arêtes de 2,5 m, et les zones augmentent progressivement en taille pour atteindre des arêtes de 80 m à une distance de plus de 310 m de la fosse. La figure 32 montre une vue en coupe où le maillage est visible pour la zone de la fosse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



(a) Emplacement de la coupe intersectant la fosse.



(b) Raffinements du maillage sur le plan de la coupe.

Figure 32. Vue de l' du maillage structuré (octree) du modèle numérique à ciel ouvert.

Les contraintes in situ utilisées dans le modèle numérique sont celles présentées dans le tableau 39 (section 5.2). Les conditions aux limites ont été appliquées en fixant toutes les limites du modèle, à l'exception de l'axe Z positif, auquel une condition libre (sans contrainte) a été attribuée.

Propriétés des matériaux

Les propriétés des matériaux utilisées dans le modèle numérique ont été dérivées de la caractérisation géomécanique, à l'exception de la roche hôte. Mohr-Coulomb est modélisé comme un matériau parfaitement plastique, tandis que Hoek-Brown est modélisé à l'aide du modèle constitutif IMASS, un modèle élasto-plastique qui tient compte de l'affaiblissement par cohésion et tension, du renforcement par frottement, de la fragilité post-pic et du comportement dilatatif. Le processus global, connu sous le nom d'« adoucissement par déformation », résulte des propriétés des matériaux dépendantes de la déformation.

Un exemple de matériau présentant un comportement d'adoucissement sous contrainte est illustré à la figure 33. Enfin, le paramètre connu sous le nom de « déformation plastique critique » (*critical plastic strain* en anglais), c'est-à-dire la quantité de déformation inélastique nécessaire pour que le matériau passe de la résistance maximale à la résistance résiduelle, est évalué comme suit (Lorig et Varona, 2013) :

$$\epsilon^{pcr_1} = \frac{12{,}5 - 0{,}125 \times GSI}{100 \times d} \qquad \textit{(équation 30)}$$

Où ϵ^{p}_{cr1} = déformation plastique critique.
d = dimension d'une zone numérique (m).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

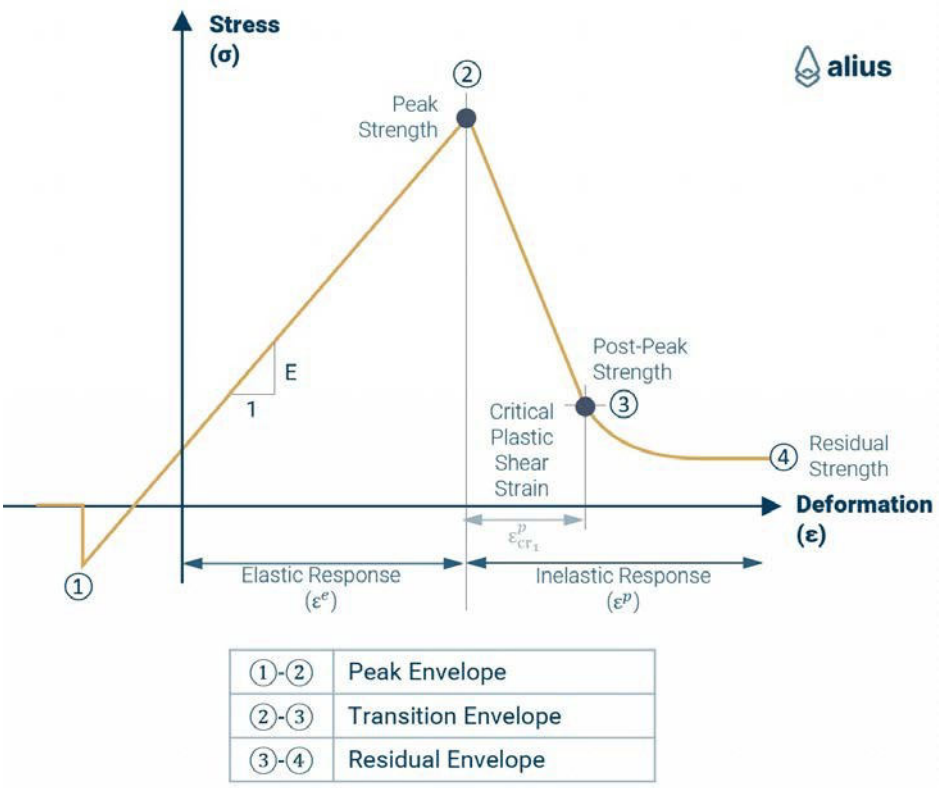


Figure 33. Termes et définitions associés à un matériau à déformation adoucie.

Les paramètres du modèle numérique sont résumés dans le tableau 48.

Tableau 48. Propriétés des matériaux du modèle numérique à ciel ouvert.

Unité	Modèle constitutif	Densité (kg/m^3)	E_i (GPa)	ν (–)	σ_i (MPa)	m_i (–)	GSI (–)
AMP	Hoek-Brown	2 984	89,2	0,22	198,2	24,2	71
Roche hôte	Élastique	2 700	70,0	0,20	–	–	–
META	Hoek-Brown	2 876	38,3	0,22	153,0	15,1	64
OVB	Élastique	2 321	1,0	0,20	–	–	–
PEG	Hoek-Brown	2 636	51,2	0,20	120,4	24,7	64
UMU	Hoek-Brown	2 874	15,9	0,22	57,7	12,3	64

Remarques Hoek-Brown est modélisé à l'aide du modèle constitutif IMASS.
Codes E_i module d'Young de la masse rocheuse, ν coefficient de Poisson, σ_i résistance à la compression non confinée de la roche intacte, m_i constante Hoek-Brown de la roche intacte, GSI indice de résistance géologique, φ angle de frottement, c cohésion.

Séquence

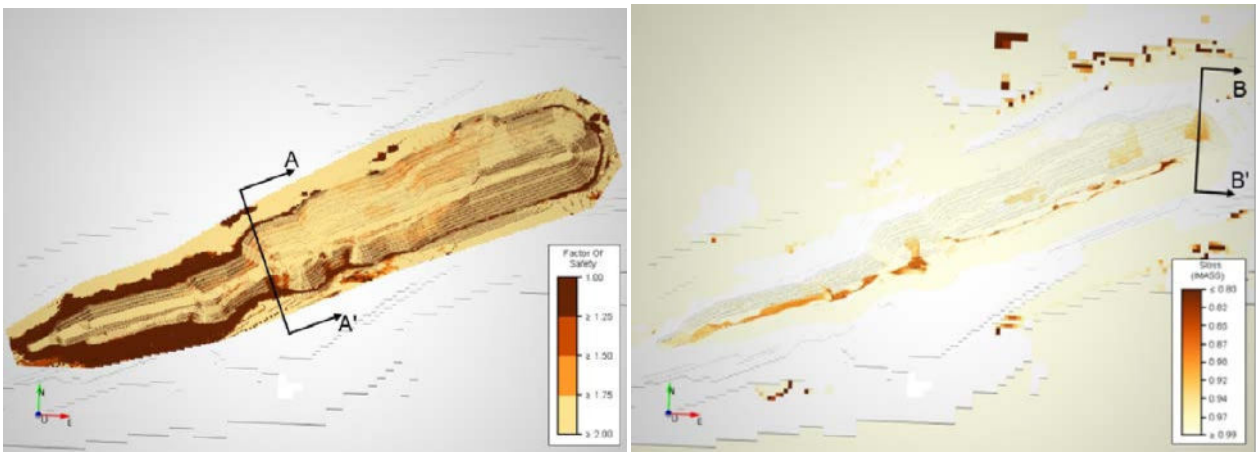
Compte tenu de la faible profondeur de la fosse prévue, la séquence d'exploitation a été modélisée en une seule étape correspondant à l'excavation complète de la fosse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Résultats de la modélisation – Mine à ciel ouvert

La conception finale de la mine à ciel ouvert a été évaluée à l'aide d'une modélisation numérique afin de vérifier que les coefficients de sécurité obtenus répondaient aux critères cibles. La figure 34 présente la répartition des coefficients de sécurité statiques (FoS) projetés sur les parois de la mine, ainsi que l'indicateur de dommage associé (*SLOSS*, pour perte de résistance).



(a) Coefficient de sécurité. *(b) Dommages (SLOSS).*

Figure 34. Projection du facteur de sécurité et des dommages (SLOSS) sur la mine à ciel ouvert prévue.

Toutes les valeurs FoS globales dépassent 1,5, à deux exceptions près. La première concerne les secteurs de la fosse où les morts-terrains sont exposés, principalement dans la partie sud-ouest de la fosse. Les morts-terrains ayant été modélisés comme un matériau parfaitement élastique à des fins de simplification, un FoS de 1,0 a été obtenu dans ces zones. La deuxième exception est observée dans les angles serrés de la fosse, tels que ceux le long de la section A-A', visibles sur la figure 34a. Cette zone a été analysée plus en détail afin d'évaluer l'ampleur de l'instabilité potentielle. La figure 35 montre le déplacement total le long de la section A-A'. Le déplacement est principalement concentré près de la surface, avec une amplitude maximale inférieure à 0,03 m dans la roche fraîche. Ces petits mouvements sont interprétés comme des déformations mineures résultant d'une relaxation locale des contraintes associée à des changements brusques dans l'orientation des parois et ne constituent pas un problème de stabilité. Ce sujet est abordé plus en détail dans la section **??**.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

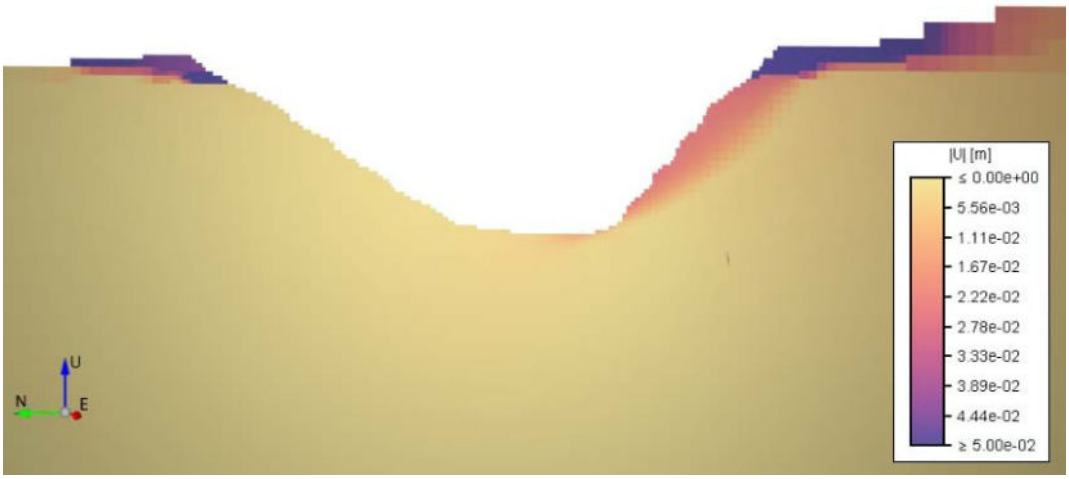


Figure 35. Déplacement total de l' sur la section A-A'.

La figure 34b met en évidence les zones présentant des valeurs SLOSS plus faibles, telles que celles situées le long de la section B-B', indiquant des dommages localisés le long de la paroi de la fosse. Cette section a été examinée de manière similaire afin d'évaluer l'importance de la réponse. La figure 36 montre le déplacement total le long de la section B-B', superposé au solide lithologique UMU. Les déplacements sont à nouveau peu profonds et d'amplitude limitée (moins de 0,02 m), ce qui indique une déformation mineure. L'observation clé dans ce cas est la corrélation entre les zones présentant des indicateurs de dommages plus élevés et la présence de l'unité UMU sur la paroi nord. Bien que toutes les valeurs FoS restent supérieures à 1,5, ces zones peuvent être plus sensibles à une dégradation localisée et doivent être surveillées en priorité. Des recommandations supplémentaires concernant ces zones sont fournies dans la section **??**.

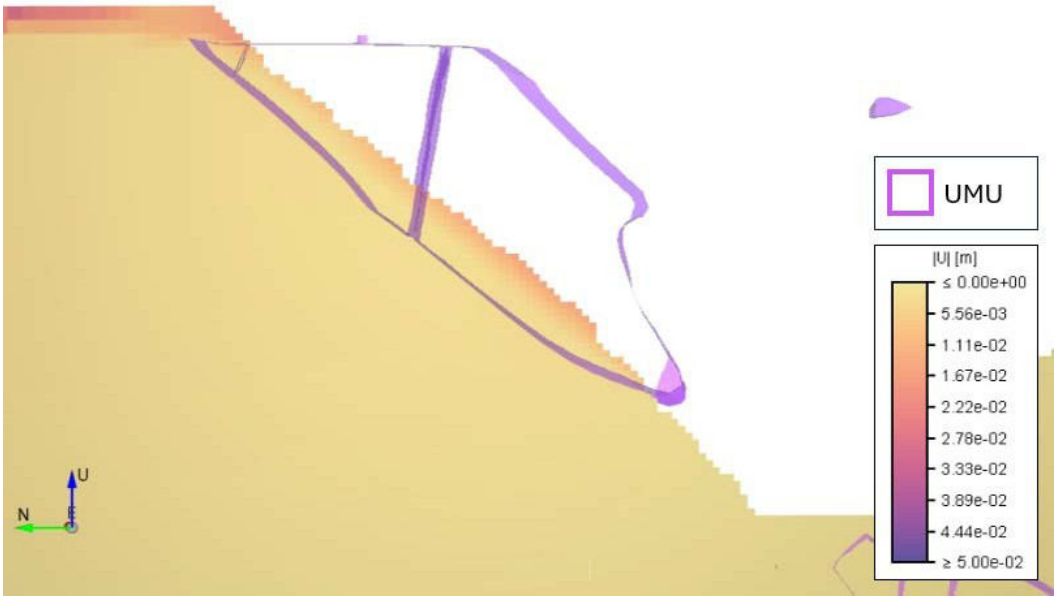


Figure 36. Déplacement total de l' sur la section B-B' avec l'unité ultramafique voisine.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

7.6.3 Résultats

Cette section résume les directives fournies à l'échelle multi-bancs tout en intégrant les recommandations à l'échelle des bancs.

01. Utilisation de pratiques de double terrassement

→ Le double terrassement peut être mis en œuvre pour augmenter l'IRA et l'OSA.

02. Recommandations sur l'angle entre les rampes

→ En tenant compte d'un double banc, d'une largeur de banc comprise entre 8,5 et 12,0 m et d'un angle de front de taille compris entre 40 et 75°, les IRA obtenus sont compris entre 32 et 55°, selon le secteur de la fosse.

03. Recommandations sur l'angle d'échelle global

→ L'intégration de bermes géotechniques dans la conception est fortement recommandée.

- Une berme géotechnique de 16 m de large est recommandée autour du milieu de la pente pour les parois dépassant environ 160 m de hauteur.
- L'intégration de bermes géotechniques garantit également la présence de bancs de retenue plus larges pour intercepter les éventuelles chutes de pierres de grande taille.
- Les bermes doivent commencer dès que 80 m de roche sont exposés et doivent se terminer à environ 80 m au-dessus du fond de la fosse.
- Plusieurs stratégies peuvent être envisagées pour intégrer les bermes dans la conception :
  - Intégration à un gradin existant, par exemple en augmentant la largeur de 8,5 m à 16,0 m.
  - Fixation de la berme à une rampe, en veillant à laisser une largeur libre minimale de 7,5 m entre la paroi de la fosse et la route de transport. La largeur des routes de transport doit être conforme aux normes minières du Québec, qui exigent une largeur égale à trois fois la largeur des camions (Éditeur officiel du Québec, 2025).

Les structures géologiques majeures, notamment les failles et les dykes de diabase, peuvent influencer la stabilité de la fosse à l'échelle de l'IRA et à l'échelle globale. Ces structures ont été modélisées sous forme de plans subverticaux intersectant la fosse. En raison de leur orientation quasi verticale, elles ne devraient pas provoquer individuellement des ruptures à grande échelle. Toutefois, elles peuvent créer des zones localisées de qualité rocheuse réduite, ce qui peut affecter la stabilité à plus petite échelle. Là où plusieurs failles et dykes modélisés se croisent, il faut s'attendre à des conditions rocheuses plus fragiles. L'impact potentiel de plusieurs structures majeures situées à proximité immédiate doit être soigneusement évalué pendant la phase d'ingénierie détaillée.

7.7 Directives de conception des mines à ciel ouvert

À la suite des analyses de stabilité, des directives de conception ont été élaborées pour les morts-terrains et la roche fraîche aux échelles de conception pertinentes. Le tableau 49 présente les lignes directrices recommandées pour les sols et la roche fraîche à l'échelle des gradins et des rampes intermédiaires, ainsi que les recommandations pour les bermes géotechniques envisagées à l'échelle globale du talus. Les critères de conception proposés représentent les valeurs maximales à adopter et ne tiennent pas compte des interactions entre les différents secteurs. La figure 37 illustre la position des secteurs géomécaniques par rapport à la conception de la fosse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 49. Résumé des directives de conception des mines à ciel ouvert.

Secteur	Zone-Paroi	Critères FS recommandés						
		Lithologie	BH (m)	BW (m)	BFA (°)	IRA (°)	DD (°)	Bermes géotechniques
1	Tous	OVB	< 25					10 m entre matière en excès et roche
A	Ouest-Nord	AMP	20	10,5	68	47	130–200	
C	Ouest-Sud	AMP, META	20	11,0	75	51	340–005	
D	Centre-Nord	AMP	20	8,5	59	44	150–165	
E	Centre-Nord	META	20	8,5	50	38	140–155	Au milieu de la paroi si H > 160 m. Largeur = 16 m (total)
		AMP,		11,0	75	51	330–350	
G	Est-Nord	AMP, META	20	8,5	47	36	165–180	
H	Est-Nord	UMU	20	8,5	40	32	165–180	
I	Est-Est	AMP, PEG, UMU, META	20	8,5	75	55	180–310	
J	Est-Sud	AMP,	20	12,0	75	49	310–335	

Codes : BH hauteur du banc, BW largeur du banc, BFA angle de la face du banc, IRA angle entre les rampes, DD plage de direction de la descente, H hauteur.

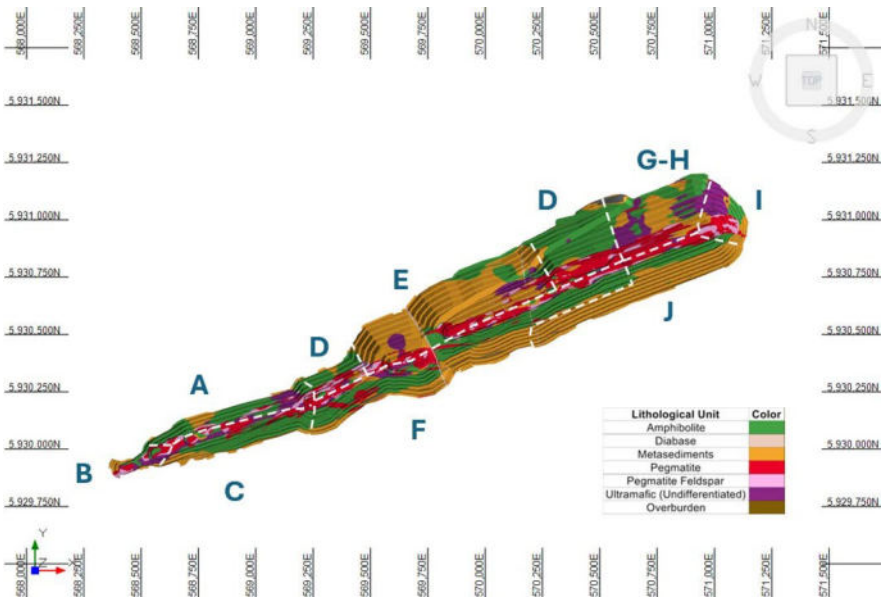


Figure 37. Résumé des directives relatives au secteur à ciel ouvert (basé sur la conception de la fosse de mars 2025).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8 Directives de conception des mines souterraines

Des directives de conception ont été élaborées pour plusieurs aspects de la mine souterraine (UG) :

01. Dimensions des chantiers et dilution
02. Séquence d'exploitation
03. Remblai
04. Pilier de couronne
05. Soutènement
06. Portail (coupe en caisson)
07. Infrastructures
08. Interaction entre la mine à ciel ouvert et la mine souterraine

Ces éléments sont détaillés dans les sections suivantes.

8.1 Terminologie et paramètres d'entrée

La terminologie relative aux chantiers souterrains utilisée dans les sections suivantes est illustrée à la figure 38.

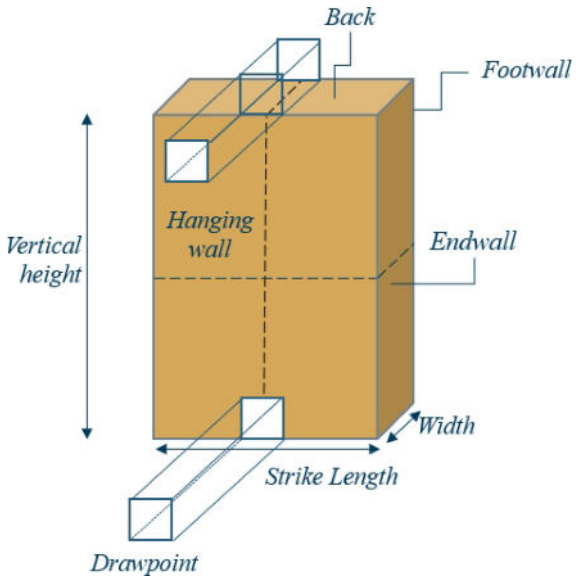


Figure 38. Terminologie des chantiers utilisée dans le rapport (non à l'échelle).

Comme certains des paramètres d'entrée utilisés pour la conception de la mine à ciel ouvert et de la mine souterraine diffèrent, les paramètres adoptés pour les analyses souterraines sont résumés ci-dessous :

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

01. Densité de la roche

→ Voir section 5.1.1, tableau 14.

→ Les densités varient entre 2,64 et 2,98 t/m^3.

02. Résistance à la compression uniaxiale

→ Voir section 5.1.1, tableau 19.

→ Pour rappel, les premier et deuxième quartiles de la distribution UCS pour les unités amphibolite, métasédiments, pegmatite et ultramafiques sont respectivement de 167-186, 101-130, 62-96 et 48-55 MPa, respectivement.

03. Classification des masses rocheuses

→ Se reporter à la section 5.1.2, tableau 30.

→ Pour rappel, les premier et deuxième quartiles de la distribution Q' sont présentés ci-dessous :

Lithologie	Q’	
	Q1	Q2
Amphibolite	11	18
Métasédiments	10	16
Pegmatite	7	18
Ultramafique	5	11

04. Ensembles de joints

→ Voir section 5.1.2, tableau 37.

→ Pour rappel, deux à trois ensembles de joints ont été identifiés par domaine géomécanique.

05. État de contrainte in situ

→ Voir section 5.2, tableau 39.

→ Pour rappel, la composante principale de contrainte est supposée être orientée à 70°, parallèlement au gisement.

→ La profondeur de la mine souterraine sous la surface varie entre 100 m et 450 m ; une valeur générale de 400 m est prise en compte pour les analyses.

06. Conception des chantiers

→ Configuration des chantiers : environ 91 % des chantiers sont transversaux, tandis que les 9 % restants sont des chantiers longitudinaux (sur la base de la conception intermédiaire du modèle de blocs de juillet 2024).

→ La direction globale du pendage du HW et du FW est d'environ 340°.

→ L'inclinaison HW et FW est variable ; pour les galeries transversales, elle varie généralement entre 60 et 80°, tandis que pour les galeries longitudinales, elle varie généralement entre 60 et 75°. Dans certains cas, l'inclinaison s'est avérée inférieure à 60°.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l’anglais par PMET au moyen d’outils d’intelligence artificielle et le contenu n’a pas fait l’objet d’une vérification

8.2 Modèle numérique

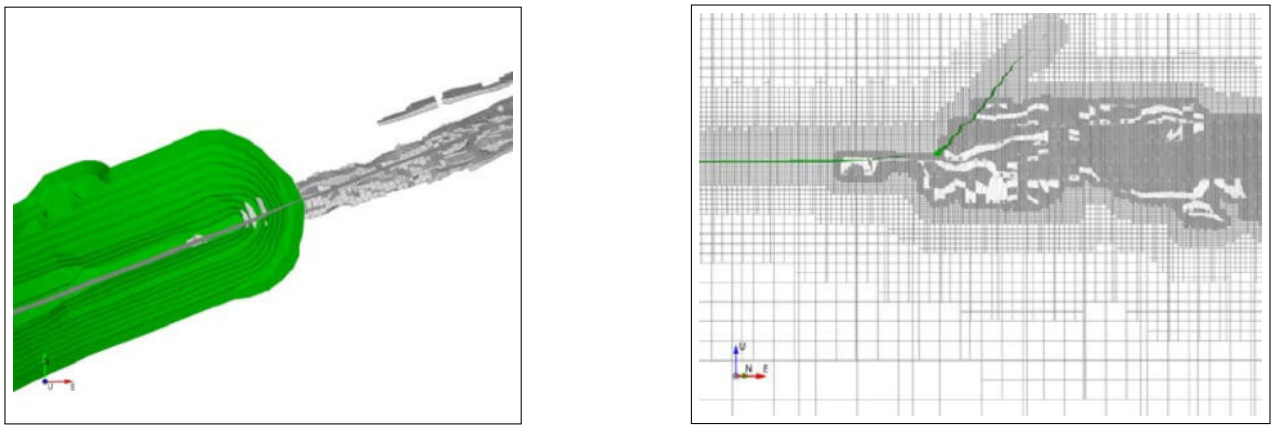
Un modèle 3D a été construit, et ses dimensions le long des axes E-N-Z sont d'environ 6,2 × 3,1 × 0,9 km. Ce modèle global intègre le modèle lithologique, ainsi que les excavations à ciel ouvert et souterraines prévues. De plus, du matériau rocheux hôte est ajouté comme remplissage autour du modèle afin de garantir que les conditions aux limites sont éloignées et n'affectent pas les résultats.

Géométrie

La géométrie modélisée de la mine à ciel ouvert est basée sur la conception de la mine de mars 2025, et les excavations souterraines sont basées sur la conception de la mine souterraine de mars 2025. Les solides géologiques dérivés du modèle lithologique ont été utilisés pour attribuer les propriétés matérielles appropriées à chaque zone du modèle numérique. Les failles identifiées sur le site n'ont pas été intégrées dans le modèle actuel, car leur interprétation dans la zone souterraine était encore en cours lors de la création du modèle numérique. De plus, la caractérisation structurelle de ces failles est toujours en cours. Il est recommandé d'intégrer l'interprétation finale du réseau de failles dans un modèle 3D ultérieur afin d'évaluer et de valider son impact potentiel sur la stabilité globale des pentes et des souterrains.

Maillage et conditions aux limites

Un maillage cubique structuré (octree) a été utilisé pour construire le modèle. Les zones adjacentes aux chantiers et aux parois de la fosse ont des arêtes de 2 et 4 m respectivement, et les zones augmentent progressivement en taille pour atteindre des arêtes de 64 m à une distance de plus de 186 m. La figure 32 montre une vue en coupe où le maillage est visible à la fois pour la zone de la fosse et certains chantiers.



(a) Emplacement de la section intersectant les chantiers et la mine à ciel ouvert.

(b) Améliorations de l' e du maillage sur une section plane.

Figure 39. Vue de l' du maillage structuré (octree) du modèle numérique global.

Les contraintes in situ utilisées dans le modèle numérique sont celles présentées dans le tableau 39 (section 5.2). Les conditions aux limites ont été appliquées en fixant toutes les limites du modèle, à l'exception de l'axe Z positif, auquel une condition libre (sans contrainte) a été attribuée.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Propriétés des matériaux

Les propriétés des matériaux utilisées dans le modèle numérique ont été dérivées de la caractérisation géomécanique, à l'exception de la roche hôte. Les paramètres du modèle numérique global sont résumés dans le tableau 50.

Tableau 50. Propriétés des matériaux du modèle numérique global.

Unité	Modèle constitutif	Densité (kg/m^3)	E_i (GPa)	ν (–)	σ_i (MPa)	m_i (–)	GSI (–)	φ (°)	c (kPa)
AMP	Hoek-Brown	2 984	89,2	0,22	198,2	24,2	64	–	–
META	Hoek-Brown	2 876	38,3	0,22	153,0	15,1	64	–	–
OVB	Mohr-Coulomb	2 321	5,0	0,20	–	–	–	45	0
PEG	Hoek-Brown	2 636	51,2	0,20	120,4	24,7	78	–	–
UMU	Hoek-Brown	2 874	15,9	0,22	57,7	12,3	64	–	–
Remblai	Mohr-Coulomb	1 800	1,5	0,30		–	–	30	156
Roche hôte	Élastique	2 700	70,0	0,20	–	–	–	–	–

Notes Hoek-Brown est modélisé à l'aide du modèle constitutif IMASS.
Codes E_i Module d'Young de la masse rocheuse, ν coefficient de Poisson, σ_i résistance à la compression non confinée de la roche intacte, m_i constante de Hoek-Brown pour la roche intacte, GSI indice de résistance géologique, φ angle de frottement, c cohésion.

Séquence

La séquence d'exploitation mise en œuvre dans le modèle commence en 2031 et intègre le plan d'exploitation à ciel ouvert jusqu'à cette année-là. De 2031 à 2049, le modèle comprend des étapes d'exploitation annuelles représentant à la fois la production à ciel ouvert et l'extraction souterraine.

8.3 Dimensions des chantiers et dilution

8.3.1 Méthodes de conception

Les dimensions des chantiers et la dilution ont été évaluées à l'aide de tableaux empiriques de stabilité des chantiers à ciel ouvert, notamment celui de Potvin (1988), ainsi que du tableau ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough) (Clark, 1998) pour les estimations de dilution. Pour la méthode ELOS, une approche probabiliste a été appliquée. Les méthodologies utilisées pour les deux évaluations sont résumées ci-dessous.

Aucune modélisation numérique explicite du continuum ou du discontinuum à l'échelle de la chambre n'a été réalisée.

8.3.2 Tableaux de stabilité des chantiers à ciel ouvert

Les tableaux empiriques tiennent compte de la classification des masses rocheuses, des conditions de contrainte induite, de la résistance de la roche intacte, de l'orientation des joints et de la géométrie de la chambre (c'est-à-dire le rayon hydraulique) et de son orientation pour prédire la stabilité de la surface de la chambre. Les paramètres d'entrée requis pour les analyses, ainsi que les résultats, sont présentés dans cette section. Tous les tableaux de stabilité des chambres ouvertes préparés pour le projet sont présentés à l'annexe F.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Théorie

Les graphiques de stabilité des chantiers ouverts ont été utilisés pour évaluer la stabilité des surfaces individuelles, c'est-à-dire le fond, le mur, le mur de fond et les parois d'extrémité. Les graphiques s'appuient sur les deux données suivantes :

01. Rayon hydraulique (c'est-à-dire la dimension)
02. Indice de stabilité, N'

Un exemple de diagramme de stabilité des chantiers ouverts de Potvin est présenté à la figure 40.

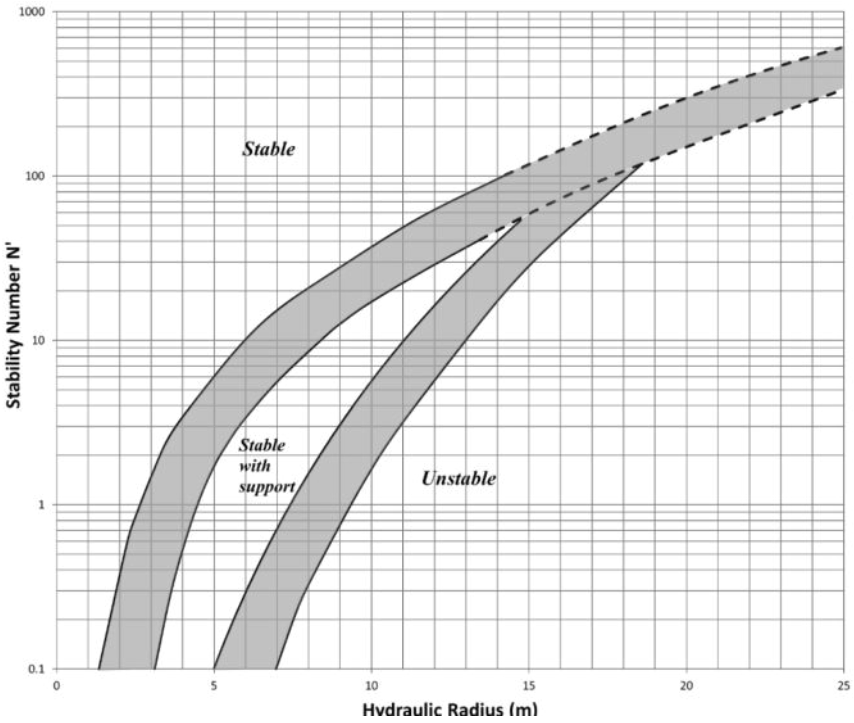


Figure 40. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin (reproduit à partir de Potvin, 1988).

Le rayon hydraulique (RH) d'une surface de chambre est défini comme suit :

$$HR = \frac{Surface}{Périmètre} = \frac{W \times H}{2(L + H)} \qquad \textit{(équation 31)}$$

Où HR = Rayon hydraulique (m)
W = Largeur de surface (m)
H = Hauteur de surface (m)

Le nombre de stabilité (N') est défini comme suit :

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

$$N' = Q' \times A \times B \times C \qquad \textit{(équation 32)}$$

Où Q' = classification de la masse rocheuse
A = facteur de contrainte de la roche
B = facteur d'orientation des joints
C = facteur d'ajustement de la gravité

Les facteurs A, B et C étant définis comme suit :

$$A = \begin{cases} 0,1 & \text{si } SR < 2 \\ 0,1125 \times SR - 0,125 & \text{si } 2 < Ratio < 10 \\ 1 & \text{si } SR > 10 \end{cases} \qquad \textit{(équation 33)}$$

Où $SR = \frac{UCS}{\sigma_{max}}$
UCS = résistance à la compression uniaxiale (MPa)
σ_{max} = contrainte tangentielle maximale induite agissant sur la surface de la chambre, selon l'approche de Stewart et Forsyth (1995) (MPa)

$$B = \begin{cases} 0,3 - 0,01\alpha & \text{si } \alpha < 10° \\ 0,2 & \text{si } 10° < \alpha < 30° \\ -0,4 + 0,02\alpha & \text{si } 30° < \alpha < 60° \\ 0,4 + 0,0066\alpha & \text{si } \alpha > 60° \end{cases} \qquad \textit{(équation 34)}$$

Où α = angle entre la surface de la chambre et la jointure (°)

$$C_{Gravité\ Chute\ et\ dallage} = 8 - 6\cos(_{surface\ inclinée}) \qquad \textit{(équation 35)}$$

$$C_{Sliding} = \begin{cases} 8 & \text{si } dip_{joint} < 30° \\ 11 - 0,1 \times dip_{joint} & \text{si } dip_{joint} > 30° \end{cases} \qquad \textit{(équation 36)}$$

En général, les dimensions de la surface de la chambre peuvent être maximisées tant qu'elles restent dans la *zone stable* du diagramme de stabilité de Potvin. Les surfaces arrière peuvent se trouver dans la *zone stable avec soutènement,* car elles peuvent être boulonnées à partir de la surcoupe.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Données

Lorsque cela était possible, les analyses ont été réalisées à l'aide d'ensembles de valeurs basses et élevées, généralement composés des^{25e}et^{50e}centiles, ou du premier quartile (Q1) et de la médiane (Q2), des fonctions de distribution cumulative (FDC). Les chantiers ont été différenciés entre les méthodes d'exploitation transversales et longitudinales, et les lithologies exposées prévues ont été prises en compte.

En supposant qu'une séquence de recul du mur inférieur vers le mur supérieur sera adoptée (voir la section 8.4), les lithologies exposées dans les chantiers primaires et secondaires des zones d'exploitation transversales peuvent différer. En raison de l'épaisseur importante du gisement, les chantiers dynamités peuvent exposer différentes lithologies. Comme le résume le tableau 51, les parois d'extrémité et les dos des chantiers transversaux sont toujours supposés être en pegmatite. Le mur inférieur de la première chambre d'abattage de chaque point d'extraction (côté mur inférieur du gisement) expose la roche. Une fois les premières chambres d'abattage remblayées, les chambres suivantes d'un point d'extraction donné exposeront le remblai sur le mur inférieur (voir section 8.5). Les parois suspendues peuvent exposer la pegmatite si le gisement est suffisamment épais pour inclure plusieurs chantiers. Si ce n'est pas le cas, ce sont les lithologies typiques des stériles qui sont exposées. Là encore, ces informations sont résumées dans le tableau 51 et illustrées dans la figure 41. Les surfaces composées de pâte de remplissage ne sont pas évaluées directement à l'aide des graphiques de Potvin.

Un « cas » est défini comme une combinaison spécifique de lithologies exposées sur les surfaces des chantiers. Pour les chantiers transversaux, dix cas avec une fréquence supérieure à 2 % ont été identifiés, représentant la fréquence relative des combinaisons lithologiques sur les surfaces exposées, et leur stabilité a été évaluée. Pour les chantiers longitudinaux, quatre cas ont été identifiés ; cependant, seuls deux d'entre eux ont nécessité une évaluation directe à l'aide du diagramme de Potvin, les deux autres correspondant à des configurations déjà évaluées.

Tableau 51. Détails sur les roches exposées et les types de matériaux pour les galeries transversales et longitudinales.

Code	Type et séquence de galeries	Type de roche ou de matériau exposé			
		Arrière	EW	FW	HW
P_1	Transversal – Primaire initial	PEG	PEG	PEG/AMP/ META/UMU	PEG/AMP/ META/UMU
P_i	Transversal – Prim. subséquent	PEG	PEG	CPB	PEG/AMP/ META/UMU
P_n	Transversal – Dernier primaire	PEG	PEG	CPB	PEG/AMP/ META/UMU
S_1	Transversale – Secondaire initiale	PEG	CPB	PEG/AMP/ META/UMU	PEG/AMP/ META/UMU
S_i	Transversal – Sec. suivante	PEG	CPB	CPB	PEG/AMP/ META/UMU
S_n	Transversal – Dernier secondaire	PEG	CPB	CPB	PEG/AMP/ META/UMU
P_{1-i}	Longitudinal – Tous	PEG	PEG/CPB	AMP/META/UMU	AMP/ META/UMU

Codes AMP amphibolite, CPB remblai en pâte cimentée, META métasédiments, PEG pegmatite, UMU ultramafique, HW mur suspendu, FW mur inférieur, EW murs d'extrémité.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

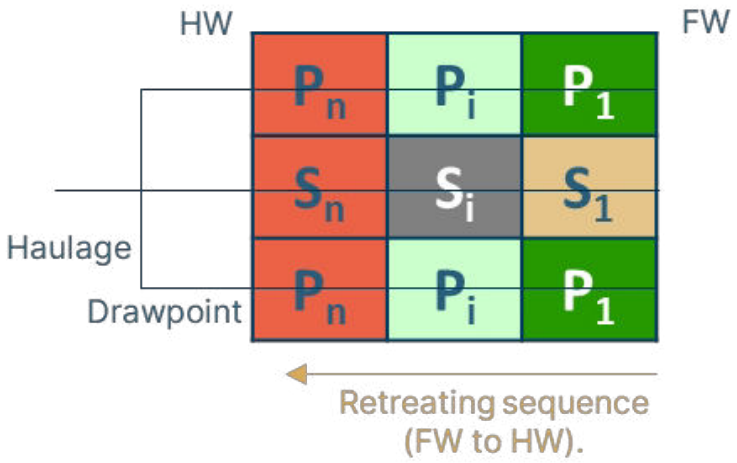


Figure 41. Vue schématique en plan de la séquence transversale des chantiers.

Un résumé des hypothèses de départ est présenté ci-dessous, évaluées individuellement pour chaque surface de galeries (et lithologie correspondante) :

01. Q'

→ Faible Premier quartile (^{25e}percentile) de la fonction de distribution cumulative (CDF) de Q'

→ Élevé Médiane (^{50e}centile) de la fonction de distribution cumulative (FDC) de Q'

02. Facteur A

→ Faible Rapport entre le premier quartile de la CDF UCS et la contrainte induite (σ_{max})

→ Élevé Rapport entre la médiane de la fonction de distribution cumulative (CDF) de la contrainte uniaxiale et la contrainte induite (σ_{max})

03. Facteur B

→ Comparaison des orientations de la surface de la chambre avec respect à tous les ensembles de joints identifiés pour la lithologie exposée (voir section 5.1.2). Le facteur B le plus bas est utilisé pour identifier le joint critique.

→ Les inclinaisons et les directions d'inclinaison des surfaces utilisées pour les analyses sont présentées dans le tableau 52 :

Tableau 52. Orientations des surfaces de la chambre.

ChambreSurface	Chambre transversale		Stope longitudinal	
	Inclinaison (°)	Direction de l'inclinaison (°)	Inclinaison (°)	Direction du pendage (°)
Arrière	00	000	00	00
HW	60	340	60–75	340
FW	60–80	340	60–75	340
EW	90	070	90	070

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

04. Facteur C

→ Orientation (inclinaison/direction d'inclinaison) du joint critique identifié précédemment.

05. Rayon hydraulique

→ Basé sur les dimensions de la surface de la chambre (c'est-à-dire la longueur et la hauteur). Ce paramètre est une donnée d'entrée dans la méthode et correspond également à un paramètre à optimiser par un processus itératif, tout en veillant à ce que les surfaces des chambres restent stables.

→ Une hauteur de chambre de 30 à 36 m a été utilisée, car cette valeur avait été initialement fournie à l'équipe d'ingénieurs miniers pour les conceptions préliminaires, sur la base des informations disponibles dans l'EEP. Alius a jugé acceptable de maintenir cette hypothèse pour la suite.

→ Suite à l'application de gradients au développement minier, environ 85 % des chantiers ont une hauteur variant entre 30 et 36 m.

À des fins de simplification, et compte tenu de leurs caractéristiques de résistance et de leurs orientations structurelles comparables, l'amphibolite et les métasédiments ont été regroupés pour les analyses de stabilité des chantiers à ciel ouvert. Les propriétés des métasédiments ont été choisies pour représenter le groupe, car elles présentent des valeurs Q' et UCS légèrement inférieures, ce qui constitue une base prudente pour la conception. À l'inverse, les orientations des joints de l'amphibolite ont été adoptées, car leurs angles d'inclinaison sont légèrement inférieurs, ce qui représente la configuration structurelle la plus critique.

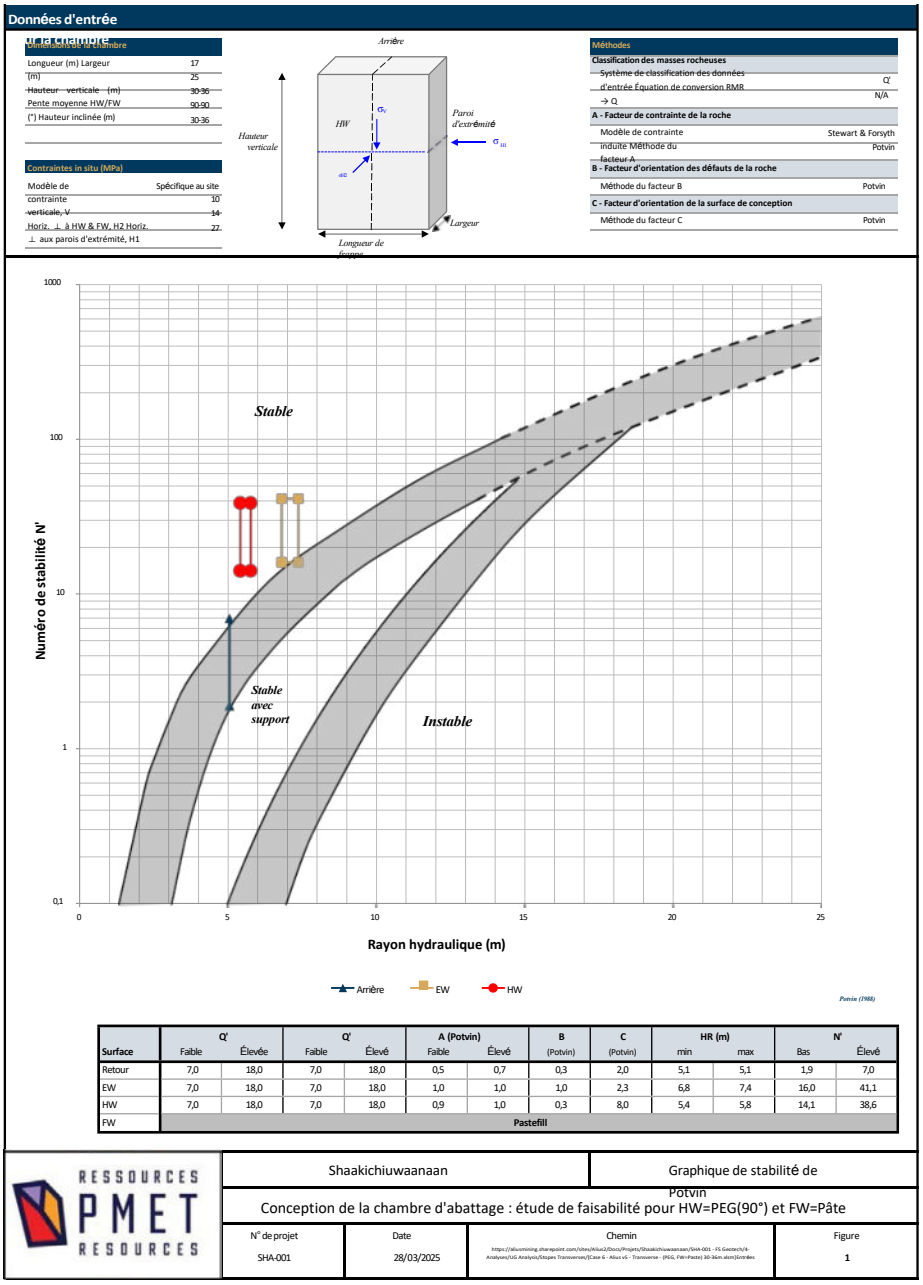
Résultats

Les résultats de ces méthodes consistent en des prévisions de stabilité des chantiers. Là encore, les dimensions de la surface des chantiers ont été maximisées tout en veillant à ce qu'elles restent dans la *zone stable* du diagramme de stabilité de Potvin. Les surfaces arrière peuvent se trouver dans la *zone stable avec soutènement*, car elles peuvent être facilement soutenues (c'est-à-dire par des boulons d'ancrage) à partir de la surcoupe.

La figure 42 présente un exemple du processus de calcul de la stabilité d'une chambre ouverte selon la méthode Potvin. La partie supérieure de la figure présente les données utilisées pour l'évaluation, notamment les dimensions de la chambre et les contraintes in situ. Le tableau inférieur présente les classifications des masses rocheuses, les facteurs A, B et C, les rayons hydrauliques et les indices de stabilité résultant de l'évaluation. La stabilité du mur inférieur n'est pas évaluée dans cet exemple, car elle est considérée comme un remblai artificiel ; seuls le mur supérieur, les parois latérales et l'arrière sont pris en compte. On constate que les parois latérales constituent la surface limite, car elles se trouvent à la limite de la zone stable. L'arrière de la chambre est situé à la limite de la *zone stable avec zone de soutènement*, ce qui indique la nécessité d'un boulonnage.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,8	7,4	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,3	8,0	5,4	5,8	14,1	38,6
FW	Pastefill											

RESSOURCES PMET RESOURCES	Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité de Potvin
	Conception de la chambre d'abattage : étude de faisabilité pour HW=PEG(90°) et FW=Pâte	
N° de projet SHA-001	Date 28/03/2025	Chemin https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/6-Analyses/UG Analysis/Stopes Transverses/[Case 6 - Alius vG - Transverse - (PEG, FW=Paste) 30-36m.stm]Entrées	Figure 1

Figure 42. Exemple d'évaluation d'un diagramme de stabilité d'une chambre ouverte selon Potvin. Dans cet exemple, le HW et le FW sont considérés respectivement comme de la pegmatite et du remblai.

Les dimensions optimisées pour les différents cas sont présentées dans le tableau 53 pour les chantiers transversaux et dans le tableau 54 pour les chantiers longitudinaux. Chaque ligne du tableau représente un cas. Les parois d'extrémité remblayées ne sont pas évaluées car elles ne sont pas critiques. Par conséquent, aucun type de chantier secondaire n'est répertorié dans le tableau ci-dessous, car les parois d'extrémité sont toujours remblayées.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 53. Dimensions optimisées et limites des chantiers transversaux.

Type	Fréquence [1]	Lithologie maximale de la chambre			Dimension	Limitation
		HW	FW	Arrière et EW	(mL × mW × mH)	
P_i	26	PEG (90°)	CPB	PEG	17 × 25 × 30–36	Retour et EW
P_n	19	AMP/META	CPB	PEG	17 × 25 × 30–36	HW & Back & EW
P_1	18	PEG (90°)	AMP/META	PEG	17 × 25 × 30–36	Dos et EW
P_1	10	PEG (90°)	PEG	PEG	10 × 22 × 30–36	FW
P_n	8	PEG	CPB	PEG	15 × 22 × 30–36	HW
P_1	6	PEG	AMP/META	PEG	15 × 22 × 30–36	HW
P_1	5	AMP/META	PEG	PEG	10 × 22 × 30–36	FW
P_1	3	PEG	PEG	PEG	10 × 22 × 30–36	FW
P_n	3	UMU	CPB	PEG	17 × 25 × 30–36	Dos et EW
P_1	2	PEG (90°)	UMU	PEG	17 × 25 × 30–36	Dos et EW

Codes Fréquence, HW mur supérieur, FW mur inférieur, EW parois latérales, CPB remblayage par pâte cimentée. Remarques
[1] La fréquence a été établie sur la base de la zone analysée de la conception de la chambre d'abattage PEA (figure 4a).

Tableau 54. Dimensions optimisées des chantiers longitudinaux et limitations.

Type de	Fréquence [1]	Lithologie			Dimension maximale de la chambre	Limitation
		HW	FW	Arrière et EW	(mL × mW × mH)	
P1–i	45	UMU	UMU	PEG ou CPB	25 × 7 × 30–36	FW & Back
P1–i	39	AMP/META	AMP/META	PEG ou CPB	17 × 7 × 30–36	HW & Back
P1–i	9	AMP/META	UMU	PEG ou CPB	17 × 7 × 30–36	HW & Back
P1–i	7	UMU	AMP/META	PEG ou arrière	22 × 7 × 30–36	FW et CPB

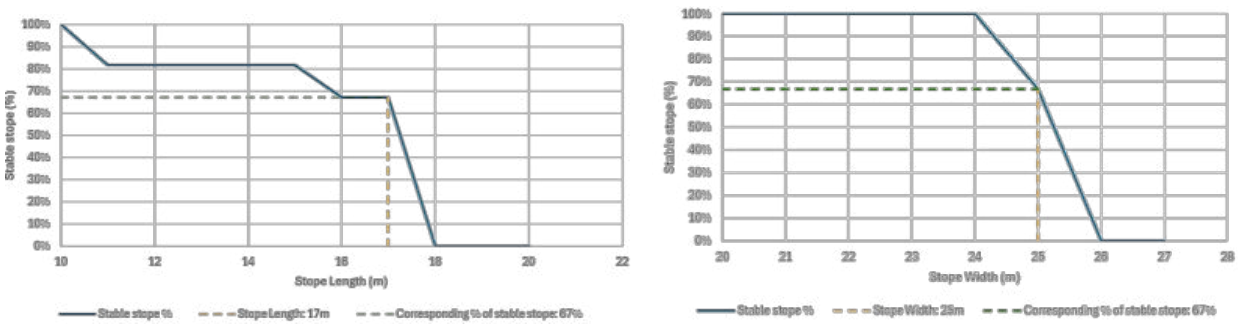
Codes Fréquence, HW mur suspendu, FW mur de fond, EW parois d'extrémité, CPB remblayage en pâte cimentée.
Remarques [1] La fréquence a été établie sur la base du DSO intermédiaire du modèle de bloc de juillet 2024 (figure 4b).

Afin de faciliter le processus de conception de la taille des chantiers, une taille uniforme a été évaluée pour les chantiers transversaux et longitudinaux. Pour les chantiers longitudinaux, une taille de 17 mL × 7 mW × 30-36 mH a été recommandée.

Comme le montre la figure 43, pour une longueur de chambre de 17 m, environ 67 % des chambres sont stables, et pour une largeur de chambre de 25 m, environ 67 % des chambres sont stables. Cela inclut les cas primaires (ceux dont la fréquence dépasse 11 %). Après avoir normalisé la taille des chantiers à 17 mL × 25 mW × 30-36 mH, plusieurs cas se situent dans la zone *stable avec soutien* ; cependant, aucun cas ne se situe dans la zone *instable*. Les graphiques de stabilité de Potvin correspondant à cette taille de chantier normalisée sont présentés à l'annexe F.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



(a) Variation de la longueur des chantiers. *(b) Variation de la largeur de la chambre.*

Figure 43. Pourcentage de chantiers stables par rapport aux dimensions des chantiers.

8.3.3 Tableau de dilution (ELOS)

La méthodologie qui sous-tend le tableau ELOS (Clark, 1998) suit des principes similaires à ceux du tableau de stabilité de Potvin (1988) et est brièvement présentée ci-dessous.

Théorie

Dans les mines souterraines, la quantification du surcreusement et l'évaluation de la stabilité des chantiers sont essentielles pour la planification opérationnelle, la sécurité et le contrôle des coûts. L'une des mesures les plus couramment utilisées pour évaluer le surcreusement est le paramètre ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough) (Clark, 1998). L'ELOS représente l'étendue linéaire moyenne du surcreusement par unité de surface d'une surface de chambre. Pour une surface donnée (par exemple, mur de pied, mur de tête, mur d'extrémité ou mur arrière), il est calculé comme suit :

$$ELOS\ (m) = \frac{Volume\ de\ surcreusement\ (m^3)}{Surface\ de\ la\ chambre\ d'abattage\ (^{m2})} \qquad \textit{(équation 37)}$$

Une approche largement utilisée pour corréler la stabilité des chantiers avec le surcreusement est le diagramme de conception de la stabilité superposé aux courbes ELOS développées par Clark (1998). Ces diagrammes sont basés sur le diagramme de stabilité original de Mathews (1980) et ont été calibrés ou modifiés par plusieurs auteurs, dont Potvin (1988). Par conséquent, en suivant la même approche que les calculs du diagramme de Potvin présentés à la section 8.3.2, le nombre de stabilité (équation 32) et le rayon hydraulique (équation 31) sont reportés sur le diagramme :

La position de chaque surface par rapport aux courbes ELOS sert d'outil prédictif pour estimer le surcreusement et la conception du soutènement. Un diagramme de stabilité ELOS vierge est présenté à la figure 44.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

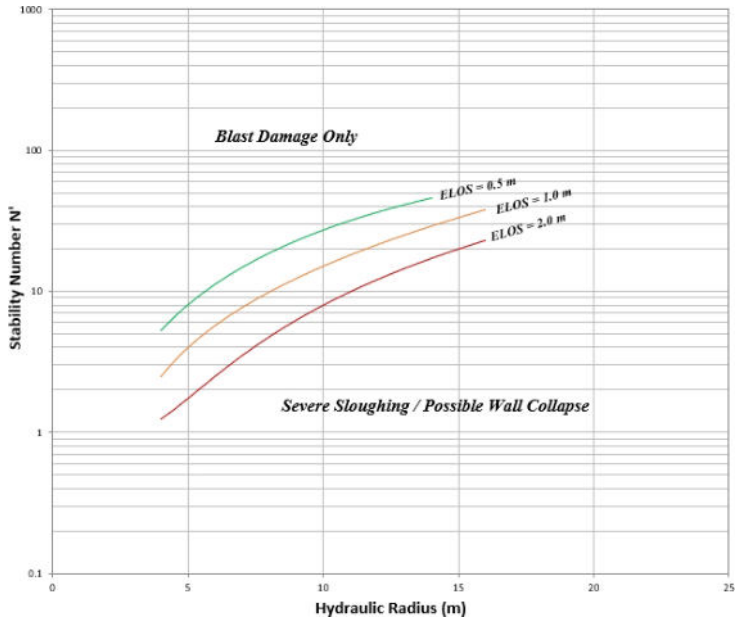


Figure 44. Graphique de stabilité des chantiers à ciel ouvert de l' (reproduit à partir de Potvin, 1988 et Clark, 1998).

Reconnaissant que l'utilisation exclusive des valeurs 0,5 m (courbe verte), 1,0 m (courbe orange) et 2,0 m (courbe rouge) peut être trop prudente, l'approche adoptée tient compte des valeurs intermédiaires entre les courbes.

Données

Les données d'entrée sont les mêmes que celles présentées à la section 8.3.2.

Résultats

Les résultats de la méthode sont des prévisions ELOS. Les valeurs ELOS sont évaluées après avoir déterminé les dimensions maximales de la surface de la chambre à l'aide des graphiques de Potvin. Pour certaines surfaces de chambres, les valeurs ELOS sont supposées sans référence au graphique ELOS, car certains concepts ne sont pas pris en compte par cette méthode. Par exemple :

→ **Surfaces de remblayage** – Toutes les surfaces de remblayage sont supposées avoir une ELOS de 0,5 m.

→ **Parois d'extrémité et arrière** – Étant donné que ces surfaces sont susceptibles de contenir des matériaux minéralisés et qu'un soutien est recommandé pour l'arrière, l'ELOS recommandé à des fins de planification minière est de 0 m pour l'EW et l'arrière.

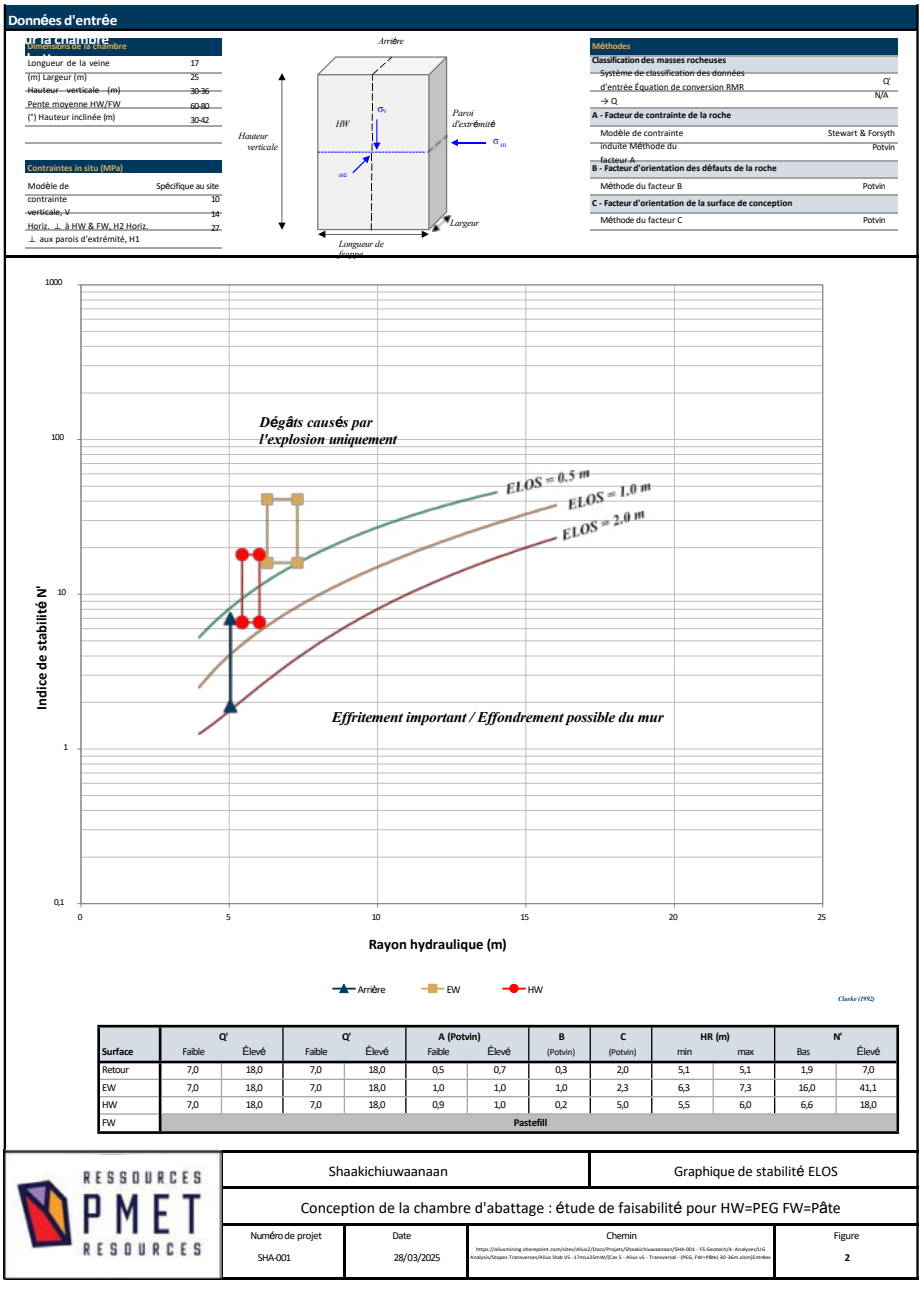
Un exemple du graphique ELOS obtenu est présenté à la figure 45. La partie supérieure de la figure montre les données d'entrée utilisées pour l'évaluation, notamment les dimensions de la chambre d'abattage et les contraintes in situ. Le tableau inférieur présente les classifications des masses rocheuses, les facteurs A, B et C, les rayons hydrauliques et les indices de stabilité obtenus à partir de l'évaluation. La stabilité du mur inférieur n'est pas évaluée dans cet exemple, car elle est représentée par un remblayage technique ; par conséquent, seuls le mur supérieur, les parois d'extrémité et l'arrière sont

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

évalués.

Dans cet exemple, les parois d'extrémité sont représentées par la courbe verte, correspondant à un ELOS de 0,5 m. Le mur suspendu se situe près de la courbe orange, ce qui donne une ELOS interprétée de 1,0 m. Le mur de fond, constitué de remblai, se voit attribuer une ELOS de 0,5 m. Le remblai se situe sur la courbe rouge, ce qui correspond à une ELOS interprétée de 2,0 m ; cependant, comme indiqué précédemment, l'ELOS pour le remblai est finalement supposée être de 0,0 m (c'est-à-dire du minerai).



Surface	Q' Faible	Q' Élevé	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	5,0	5,5	6,0	6,6	18,0
FW	Pastefill											

RESSOURCES PMET RESOURCES	Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité ELOS
	Conception de la chambre d'abattage : étude de faisabilité pour HW=PEG FW=Pâte	
	Numéro de projet: SHA-001 / Date: 28/03/2025 / Chemin: https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4- Analyses/1/G Analysis/Stopes Transverses/Alius Stab V5 - 17mLx25mW/[Cas 5 - Alius v5 - Transversal - (PEG, FW=PâteJ 30-36m.slum]Entrées	Figure: 2

Figure 45. Exemple d'évaluation ELOS. Dans cet exemple, le HW et le FW sont considérés respectivement comme de la pegmatite et du remblai.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Les estimations de dilution attendues associées à la conception des chantiers sont présentées dans le tableau 55 pour les chantiers transversaux et dans le tableau 56 pour les chantiers longitudinaux.

Tableau 55. Évaluation de la dilution (ELOS) pour les chantiers transversaux.

Type	Fréquence [1]	Lithologie			Taille de la chambre (mL x mW x mH)	ELOS			
		HW	FW	Arrière et EW		HW	FW	EW	Arrière [2]
P_i	26	PEG (90°)	CPB	PEG	17 × 25 × 30–36	0,5	–	0,5	2,0
P_n	19	AMP/META	CPB	PEG		0,5	–	0,5	2,0
P_1	18	PEG (90°)	AMP/META	PEG		0,5	0,5	0,5	2,0
P_1	10	PEG (90°)	PEG	PEG		1,0	2,0	0,5	2,0
P_n	8	PEG	CPB	PEG		1,0	–	0,5	2,0
P_1	6	PEG	AMP/META	PEG		1,0	0,5	0,5	2,0
P_1	5	AMP/META	PEG	PEG		0,5	2,0	0,5	2,0
P_1	3	PEG	PEG	PEG		1,0	2,0	0,5	2,0
P_n	3	UMU	CPB	PEG		0,5	–	0,5	1,0
P_1	2	PEG (90°)	UMU	PEG		0,5	0,5	0,5	2,0

Codes N/A Non disponible ou non indiqué, Fréquence, HW Mur suspendu, FW Mur de fond, EW Murs d'extrémité, CPB Remblai CPB cimenté. Remarques [1] La fréquence a été établie sur la base de la zone analysée de la conception de la chambre d'abattage PEA (figure 4a).
[2] Les valeurs ELOS arrière présentées sont des lectures directes des graphiques ELOS. Cependant, à des fins de planification, et compte tenu du soutien recommandé et de la minéralisation attendue sur cette surface, l'ELOS final est fixé à 0,0 m.

Tableau 56. Évaluation de la dilution (ELOS) pour les chantiers longitudinaux.

Type	Fréquence [1]	Lithologie			Taille de la chambre (mL x mW x mH)	ELOS (m)			
		HW	FW	Dos et EW		HW	FW	EW	Retour [2]
P1–i	45	UMU	UMU	PEG ou CPB	17 × 7 × 30–36	0,5	0,5	0,5	2,0
P1–i	39	AMP/META	AMP/META	PEG ou CPB		1,0	0,5	0,5	2,0
P1–i P1–i	9 7 %	AMP/META UMU	UMU AMP/META	PEG ou CPB		1,0 0,5	0,5 0,5	0,5 0,5	2,0 2,0

Codes N/A Non disponible ou non indiqué, Fréquence, HW Mur suspendu, FW Mur de fond, EW Murs d'extrémité, CPB Remblai CPB cimenté. Remarques [1] La fréquence a été établie sur la base du DSO intermédiaire du modèle de bloc de juillet 2024 (figure 4b).
[2] Les valeurs ELOS arrière présentées sont des lectures directes des graphiques ELOS. Toutefois, à des fins de planification, et compte tenu du soutien recommandé et de la minéralisation attendue sur cette surface, l'ELOS final est fixé à 0,0 m.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.3.4 Lignes directrices

Les directives relatives à la conception des chantiers sont présentées dans le tableau 57, parallèlement à celles issues de l'étude géomécanique précédente (PEA). Ce tableau présente également les mesures de soutènement recommandées pour les surfaces arrière et supérieure des chantiers. Il convient de noter que pour les chantiers longitudinaux, les surfaces arrière sont considérées comme stables, car elles sont soutenues pendant leur développement.

Tableau 57. Directives de conception des chantiers de l' .

ChambreParamètre	Chambres transversales		Chambres longitudinales	
	PEA	FS	PEA	FS
Hauteur verticale (m)	30	30–36	30	30–36
Longueur de la zone de frappe (m)	15	17	15	17
Largeur (m)	20	25	6	7
Stabilité arrière	Câbles	Câbles	Câbles	Câbles
Stabilité HW	N/A	Câbles boulonnés si boulonnés si inclinaison <60	N/A	Câbles inclinaison <60°

Remarques PEA BBA (2023a). Étude de faisabilité actuelle FS.

Le tableau 58 présente la dilution recommandée (ELOS), après pondération en fonction de la fréquence relative de chaque type de chambre et après simplification à des fins de planification.

Tableau 58. Résumé des hypothèses ELOS simplifiées à des fins de planification.

ELOS	Surface	ELOS(m)	
		Chambres transversales	Stopes longitudinaux
	Parois d'extrémité	0,5	0,5
	Mur de fond	1,25	0,5
D'après le graphique	Mur suspendu	0,75	0,75
	Arrière	2,0	2,0
	Toutes les surfaces (remblai)	0,5	0,5
Simplifié	Murs d'extrémité[1]	0,0	0
	Murs d'extrémité (remblayage)	0,5	0,5
	mur de fond	1,25	0,5
	Footwall (remblayage)	0,5	0,5
	Volet supérieur	0,75	0,75
	Arrière[1]	0,0	0

Remarques [1] En supposant la présence de matériaux minéralisés et/ou de supports.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.4 Séquence minière

La méthode d'exploitation minière par abattage à longue taille ouverte, adoptée dans des configurations transversales et longitudinales, est une technique productive et largement utilisée dans l'exploitation minière de roches dures pour les gisements subverticaux et épais. Cette méthode permet diverses séquences d'exploitation, en particulier dans les configurations transversales.

Le choix d'une séquence d'exploitation appropriée est essentiel pour garantir un développement sûr et efficace de la mine souterraine. La séquence d'exploitation recommandée pour le projet a été élaborée sur la base des objectifs clés suivants :

01. **Frontaux d'exploitation simultanés** – La séquence doit permettre l'exploitation simultanée de plusieurs zones adjacentes (généralement deux zones), en progressant d'ouest en est.
02. **Limiter le développement précoce** – La séquence donne la priorité au développement des parties inférieures de chaque zone avant de passer aux parties supérieures, ce qui minimise le développement précoce requis aux niveaux supérieurs.
03. **Réduire au minimum les points d'extraction ouverts** – L'exploitation minière doit être prioritaire dans les points d'extraction (DP) déjà développés avant d'en créer de nouveaux, afin de réduire les besoins potentiels de réhabilitation.

8.4.1 Développement et séquence d'abattage

La figure 46 présente un panneau de galeries transversales type, adoptant une séquence minière primaire-secondaire qui conserve une forme pyramidale. Sur la base d'une optimisation préliminaire réalisée par GMS, chaque zone minière a été définie avec une largeur de 9 galeries (environ 150 m de longueur), afin de garantir une production efficace. L'étendue verticale des zones varie entre 120 et 280 m.

Contrairement à ce qui est illustré ci-dessous, aucun pilier n'est laissé entre les parties inférieure et supérieure des chantiers ; la séparation vise uniquement à distinguer deux fronts d'exploitation. Comme le montre la figure 46, la séquence proposée se concentre principalement sur la partie inférieure de la zone minéralisée afin de minimiser les besoins de développement tout en conservant une séquence d'exploitation pyramidale. Cette séquence proposée sert de ligne directrice générale et doit être optimisée en fonction de la géométrie locale des chantiers et des conditions géotechniques.

Pour les panneaux de chantiers plus étroits, adoptez une séquence de recul longitudinal. Évitez les fronts convergents et les piliers décroissants.

En ce qui concerne le développement minier, les pratiques suivantes sont recommandées :

→ Dans la mesure du possible, minimiser les travaux préliminaires et adopter une stratégie de développement « juste à temps » afin de réduire l'exposition des excavations inutilisées.

→ Donner la priorité à l'exploitation minière dans les points d'extraction (DP) déjà développés avant d'en créer de nouveaux, réduisant ainsi le risque de détérioration et limitant les besoins de réhabilitation.

→ Limitez le temps nécessaire pour soutenir les fronts de développement et veillez à ce que l'installation du soutènement suive le rythme des avancées afin de maintenir la stabilité de l'excavation.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

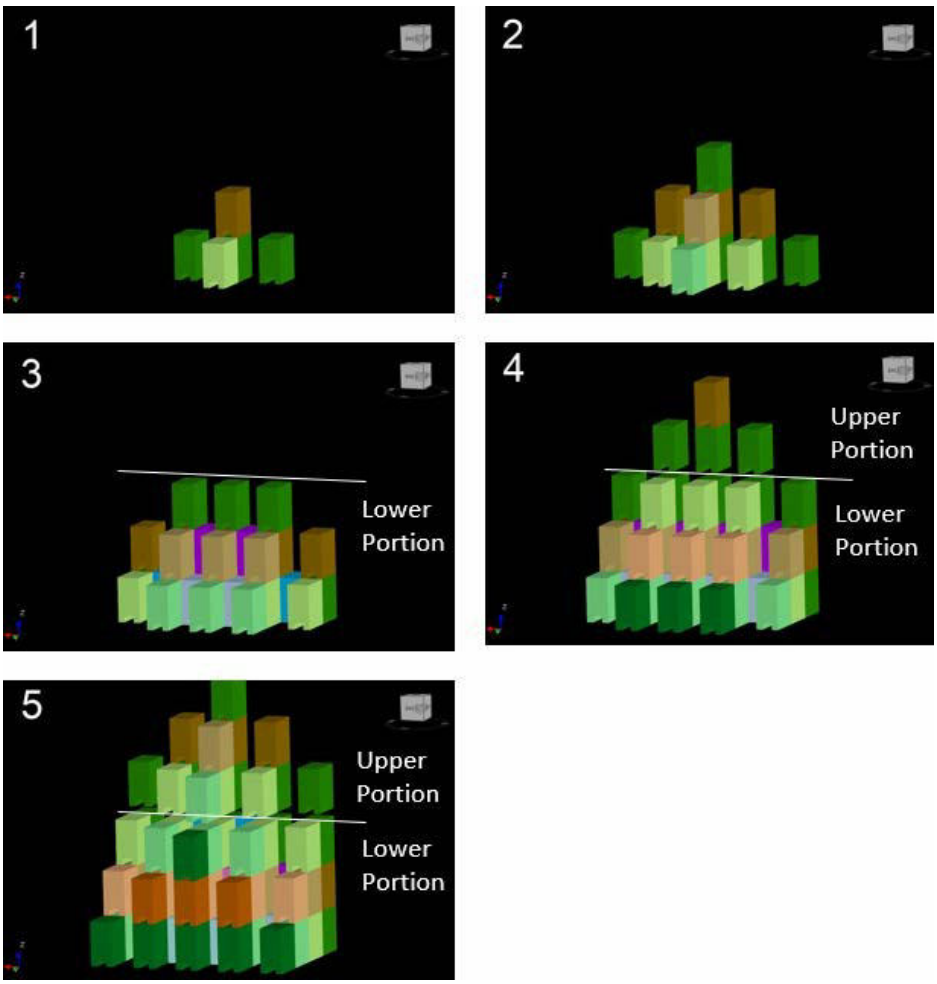


Figure 46. Vue isométrique de la séquence d'exploitation minière proposée.

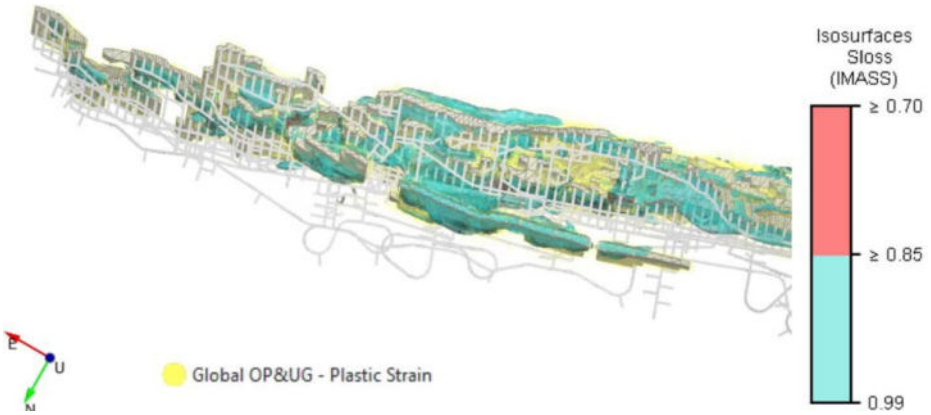
8.4.2 Résultats de la modélisation numérique

Afin d'évaluer la stabilité des excavations souterraines, la séquence d'exploitation a été intégrée au modèle numérique afin de simuler l'extraction progressive des chantiers et la redistribution des contraintes associées tout au long du calendrier d'exploitation prévu.

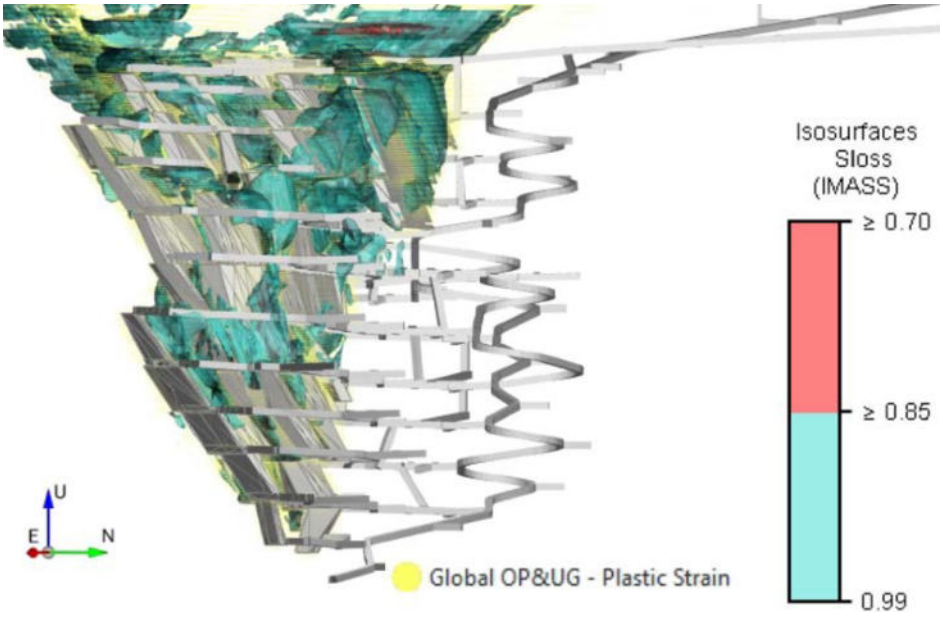
La stabilité a été évaluée à l'aide de plusieurs indicateurs clés dérivés des résultats du modèle. La figure 47 présente des vues en plan et en coupe montrant le degré d'endommagement de la masse rocheuse (SLOSS, pour perte de résistance) et la répartition de la déformation plastique après l'année 2049. Ces résultats fournissent des informations sur l'instabilité localisée autour des excavations et sur la stabilité globale des travaux souterrains tout au long du cycle d'exploitation minière. D'après la réponse modélisée, seuls des dommages mineurs sont à prévoir, principalement confinés à la proximité immédiate des zones d'abattage.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



(a) Vue en plan.



(b) Vue en coupe.

Figure 47. Déformation plastique et dommages subis par la masse rocheuse (Sloss) à l'aide de deux isosurfaces.

La figure 48 présente la contrainte principale majeure (S1) et les isosurfaces des dommages subis par la masse rocheuse en vue en plan. Des zones localisées de déformation plastique élevée sont observées dans le gisement, avec un fléchissement autour des chantiers d'abattage, dans les points de traction et dans plusieurs sections des galeries de transport.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

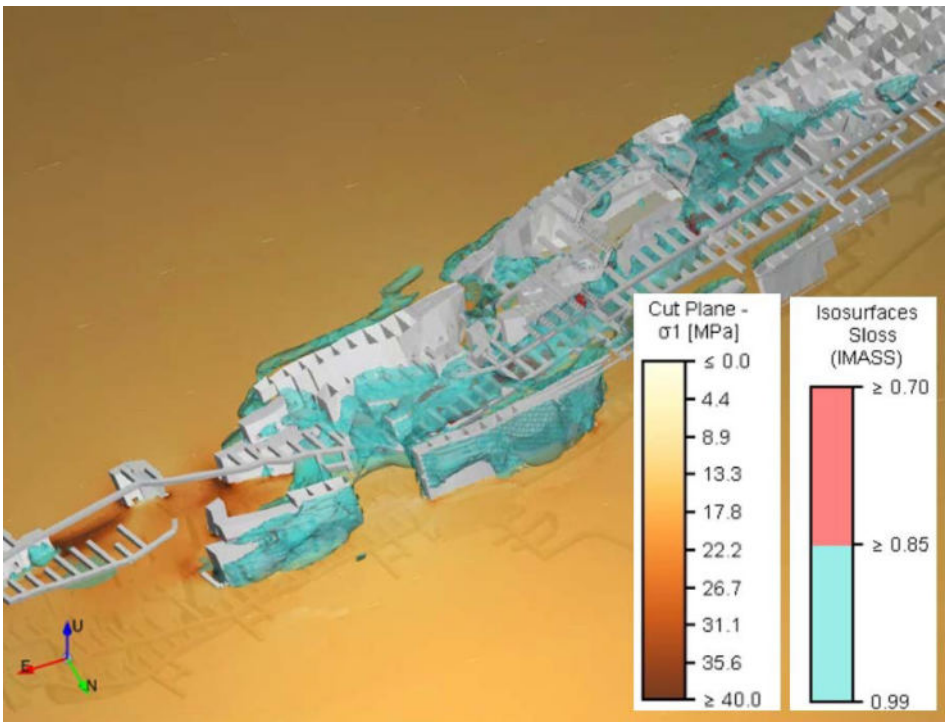


Figure 48. Contrainte principale majeure représentée sur une vue en plan et des isosurfaces des dommages subis par la masse rocheuse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.5 Remblayage

Les chantiers seront remblayés à l'aide d'un remblai en pâte cimentée (CPB) afin d'éviter de laisser des piliers latéraux. La méthodologie d'évaluation de la résistance requise du remblai en pâte cimentée combine des approches empiriques et la validation de modèles numériques. Les résistances recommandées pour le remblai sont présentées dans cette section.

8.5.1 Méthodes de conception

Des méthodes empiriques ont été utilisées pour définir les exigences minimales en matière de résistance du remblai en fonction de la géométrie de la chambre, des propriétés supposées du remblai et de la séquence d'exploitation prévue. De plus, pour les chambres exploitées sous un remblai déjà en place (c'est-à-dire sous la main), un modèle numérique a été utilisé pour confirmer la stabilité du remblai en pâte cimentée, garantissant ainsi la stabilité globale de la chambre.

L'évaluation empirique repose sur une comparaison de trois méthodes établies : l'approche de Mitchell et al. (1982), la méthode modifiée d'excavation et de remblayage proposée par Li et Aubertin (2012) et la solution généralisée développée par Belem et al. (2022). La figure 49 présente les paramètres géométriques utilisés dans ces méthodes. L'approche de Mitchell et al. (1982) est décrite ci-dessous, tandis que les autres méthodes sont détaillées à l'annexe G.

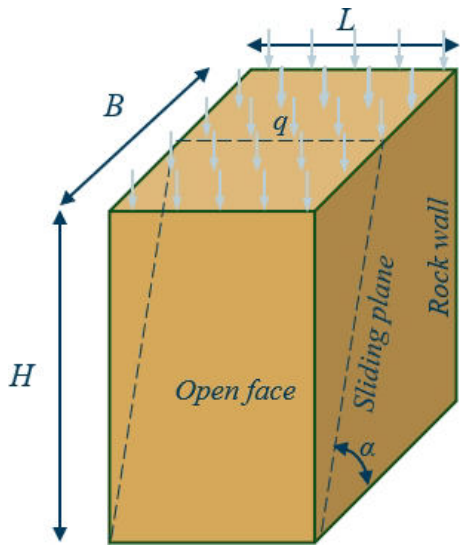


Figure 49. Configuration de la chambre adoptée pour l'évaluation des exigences en matière de résistance du remblai (reproduite à partir de Li et Aubertin, 2012).

L'approche de Mitchell et al. (1982) repose sur un critère de validité défini en fonction du rapport hauteur/largeur de la chambre et de l'angle de frottement du remblai :

$$Critère : \frac{H}{B} \geq \tan \alpha \qquad \textit{(équation 38)}$$

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Où H = hauteur de la chambre (m) B = largeur de la chambre (m) α = $45 + \frac{\phi}{2}$ (°)

ϕ = angle de frottement interne du remblai (°)

Si ce critère est satisfait, la résistance requise du remblai peut être calculée à l'aide de l'équation suivante :

$$\sigma_F = \frac{\gamma L H L}{+ H} \qquad \textit{(équation 39)}$$

Où σ_F = Résistance à la compression du remblai (kPa)

γ = Poids unitaire du remblai (kN/m^3)

L = longueur de la chambre (m)

Pour chaque type de chambre (transversale et longitudinale), les trois méthodes ont été appliquées, et les exigences finales recommandées en matière de résistance du CPB ont été établies en comparant les valeurs obtenues à partir de chaque approche.

Afin d'évaluer les exigences de résistance du CPB pour la séquence d'exploitation par sous-coupe, un modèle numérique 3D simplifié a été développé dans *FLAC3D* pour les chantiers transversaux et longitudinaux. La résistance du CPB a été réduite progressivement dans le modèle jusqu'à ce qu'une déformation notable du remblai soit observée. Un coefficient de sécurité cible de 2,0 a été utilisé pour l'évaluation.

Les analyses empiriques et numériques ont été réalisées à partir des données suivantes :

01. **Remblai en pâte cimentée**
    - → Facteur de sécurité cible : 1,5 – 2,0
    - → Densité : 20 kN/m^3
    - → Angle de frottement interne : 30°
02. **Dimensions de la chambre**
    - → Transversales : 17 mL × 25 mW × 30–36 m
    - → Longitudinal : 17 mL × 7 mW × 30–36 m

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.5.2 Résultats

Les résultats des analyses empiriques sont présentés dans le tableau 59 pour des FoS compris entre 1,5 et 2,0.

Tableau 59. Comparaison des exigences en matière de résistance CPB obtenues à partir d'analyses empiriques.

Type de chambre – Surface	Méthode	Facteur de sécurité (–)			
		2,0	1,85	1,7	1,5
Transversal – EW	Mitchell et al. (1982)	590	546	502	443
	Li et Aubertin (2012)	537	511	483	441
	Belem et al. (2022)	533	506	476	432
Transversal – HW/FW	Mitchell et al. (1982)	462	427	393	346
	Li et Aubertin (2012)	405	388	369	339
	Belem et al. (2022)	464	434	402	357
Longitudinal	Mitchell et al. (1982)	234	217	199	176
	Li et Aubertin (2012)	236	231	225	215
	Belem et al. (2022)	227	221	214	202

Codes CPB Remblai en pâte cimentée, EW Parois d'extrémité, HW–FW Toit et mur.
Remarques Les critères de la méthode de Mitchell et al. (1982) n'étaient pas valables pour le transversal – HW/FW.

Les résultats du modèle numérique pour les chantiers transversaux et longitudinaux étaient probablement optimistes pour l'étude. Sur la base de l'expérience et des comparaisons avec d'autres sites miniers, des valeurs plus prudentes ont été jugées appropriées à des fins de conception.

La figure 50 présente le déplacement prévu dans la chambre transversale remblayée. Dans ce modèle, un bouchon de 7 mH composé d'un remplissage en pâte d'une résistance de 800 kPa est représenté à la base de la chambre, tandis que le reste du remblayage est constitué d'un remblayage en pâte cimentée (CPB) d'une résistance assignée de 590 kPa.

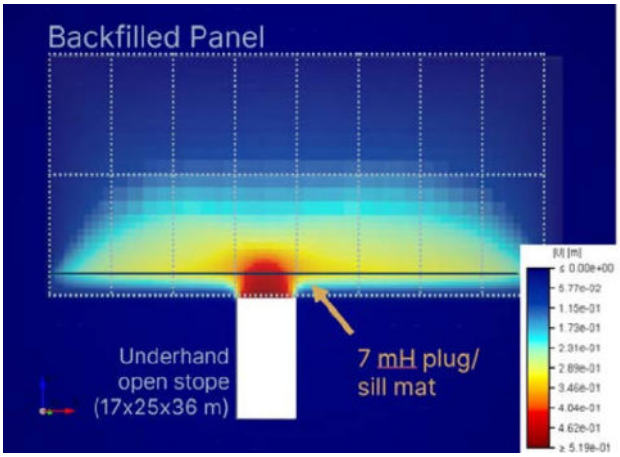


Figure 50. Vue longitudinale des résultats de la modélisation numérique pour l'exploitation souterraine sous une chambre ou un panneau remblayé.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.5.3 Lignes directrices

Le tableau 60 présente les exigences recommandées en matière de résistance pour le remblayage à la pâte cimentée (CPB). Le CPB devrait être utilisé pour tous les chantiers, à l'exception des chantiers isolés, qui peuvent être remplis avec du remblai en roche non cimentée (URF). Si l'URF ne peut pas être utilisé et que le CPB est nécessaire à la place, une résistance minimale de 100 kPa doit être adoptée.

Pour les chantiers transversaux primaires et secondaires, ainsi que pour les chantiers longitudinaux, le tableau 60 présente une gamme d'exigences en matière de résistance du CPB. Cela reflète la décision d'adopter un coefficient de sécurité (FoS) de 2,0 au début de la durée de vie de la mine, pour le réduire progressivement à 1,5 après trois ans d'exploitation, conformément aux pratiques d'optimisation techniques conventionnelles. Le tableau 61 résume les exigences de résistance annuelles correspondantes pour les deux types de chantiers.

Pour l'exploitation minière souterraine, il est recommandé d'utiliser des résistances CPB conservatrices. Bien que ces valeurs puissent être optimisées pendant les opérations, cela nécessiterait une surveillance et des analyses supplémentaires.

Des exigences différentes en matière de résistance du CPB s'appliquent dans les zones où les chantiers souterrains interagissent avec la mine à ciel ouvert. Ce sujet est abordé à la section 8.10 ; toutefois, les recommandations associées en matière de résistance du CPB sont toujours incluses dans le tableau 60 par souci d'exhaustivité.

Tableau 60. Résumé des exigences en matière de résistance du remblai en pâte cimentée.

ChantierType	**Exigence de résistance** (kPa)	**Période de durcissement pour atteindre la résistance requise** (jours)
Retrait longitudinal	210–240 [1,2]	28 [1]
Retrait longitudinal – dernier front (capacité minimale si URF impossible)	100	14
Transversal primaire et secondaire	440–540 [1,2]	28 [1
Secondaire transversal – dernier front de taille (capacité minimale si l'URF n'est pas possible)	100	14
Zone d'interaction puits-chambre	2 000	56
Exploitation souterraine	Chantier de 5 à 15 mW : 1 200 Chantier de 15 à 25 mW : 1 600	56
Exploitation minière supérieure [3]	100	14

Codes CPB Remblai en pâte cimentée, URF Remblai en pierres non cimentées.
Remarques [1] Résistance de 200 kPa requise après 3 jours de durcissement.
[2] Voir le tableau 61 pour les valeurs détaillées.
[3] Exploitation par la partie supérieure : lorsque les chantiers sont exploités à partir d'une seule galerie située sous le chantier.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 61. Exigences en matière de résistance du remblai en pâte cimentée pendant la durée de vie de la mine.

Année	Exigence de résistance (kPa)	
	Longitudinal	Transversal
0	2	540
1	230	510
2	220	480
3+	210	440

À ce stade, les barricades de remplissage sont considérées comme étant constituées soit de murs en béton projeté, soit de barricades en boue. Pour les barricades en boue, on suppose une géométrie trapézoïdale conformément à (Yang et al., 2017) :

→ Longueur arrière : 5,5 m

→ Longueur de base : 17,0 m

→ Volume : 310 m^3

Aucun résultat d'essai sur le remblai en pâte cimentée (CPB) n'était disponible au moment où ces analyses ont été réalisées. À des fins budgétaires, il est proposé de supposer une teneur en liant de 3 % dans la boue pour les chantiers longitudinaux et de 5 % pour les chantiers transversaux. Il convient de supposer une période de durcissement de 14 jours avant le dynamitage au-dessus d'une chambre remblayée et de 28 jours avant l'exposition des parois CPB. Ces directives devront être révisées dès que les résultats des essais en laboratoire sur le remblayage en pâte seront disponibles.

Il faut également tenir compte des exigences supplémentaires en matière de résistance. Une résistance au bouchon supérieure à 150 kPa est requise avant de placer le remblai résiduel. De plus, une résistance résiduelle supérieure à 75 kPa est requise avant de placer une couche de déblais sur le CPB, et une résistance résiduelle supérieure à 100 kPa est requise avant de procéder à des travaux de dynamitage dans un rayon de 25 m autour des chantiers.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.6 Pilier de couronne

Les sections suivantes présentent l'analyse du pilier de couronne en surface. Cette section traite uniquement du pilier vertical.

8.6.1 Méthodes de conception

La mine souterraine Shaakichiuwaanaan CV5 se trouve dans un environnement particulier, car elle est destinée à être exploitée sous un lac. Conformément au Règlement sur la santé et la sécurité du travail dans les mines du Québec (Éditeur officiel du Québec, 2025) :

> *Article 76*
>
> *Aux fins de la présente subdivision :*
> → *Une excavation souterraine est sous l'influence d'une masse d'eau lorsque l'excavation se trouve à moins de 100 m (328,1 pi) du contour rocheux sous la masse d'eau à son point le plus élevé ;*
> → *Une mine à ciel ouvert est sous l'influence d'un plan d'eau lorsque la largeur du mur de protection est inférieure à 100 m (328,1 pieds) à partir du point le plus élevé du plan d'eau.*

À la suite de discussions avec PMET, une évaluation préliminaire de la stabilité d'un pilier de couronne de surface de moins de 100 m d'épaisseur a été réalisée afin d'offrir une plus grande souplesse de conception à ce stade du projet. Cette

> *Article 77*
>
> *Une excavation souterraine sous l'influence d'une masse d'eau ne peut être commencée sans avoir obtenu d'un ingénieur les plans et devis accompagnés d'études couvrant les éléments suivants :*
> → *Une étude de la surface du site sous laquelle seront situés les piliers de surface ;*
> → *Une étude de la répartition des sols ;*
> → *Une étude des propriétés mécaniques du sol ;*
> → *Une étude des propriétés mécaniques de la roche à excaver ;*
> → *Une étude des conditions hydrogéologiques ;*
> → *Les données nécessaires au système de vérification et d'entretien des piliers de surface.*
> *Les plans et spécifications ainsi que les études qui les accompagnent doivent être conservés sur le site minier et être disponibles à tout moment.*

évaluation a été menée à bien malgré l'absence de certaines études complémentaires nécessaires pour satisfaire pleinement aux exigences réglementaires. Par comparaison avec des sites similaires au Québec, une épaisseur de pilier supposée de 85 m a été retenue pour l'évaluation. Il convient de noter que cette valeur ne représente pas nécessairement un scénario de conception optimisé.

La conception du pilier de couronne a été évaluée à l'aide de deux approches complémentaires :

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

01. Méthode empirique à échelle réduite (Carter, 2014)
02. Modélisation numérique tridimensionnelle (3D) par différences finies

Les méthodes et leurs résultats sont présentés ci-dessous.

Tout d'abord, la méthode de la portée échelonnée a été utilisée pour évaluer la stabilité de l'épaisseur des piliers de couronne. Les données requises sont l'indice de classification de la masse rocheuse Q et la portée effective C_s , qui permettent ensemble d'estimer la probabilité de rupture (PoF) du pilier. Les équations pertinentes sont définies ci-dessous :

$$Q = Q' \times Jw/SRF \qquad \textit{(équation 40)}$$

où Jw = facteur de réduction de l'eau dans les joints SRF = facteur de réduction des contraintes

$$C_s = S \times \sqrt{\frac{\gamma}{T \times (1 + S_r) \times (1 - 0{,}4 \cos \vartheta)}} \qquad \textit{(équation 41)}$$

où S = portée du pilier de couronne (ou portée de l'excavation souterraine) (m) T = épaisseur du pilier (m)
L = longueur de la couronne (m)
γ = densité de la masse rocheuse (t/m^3) S_r = S/L = rapport d'envergure (S/L)
ϑ = inclinaison du pilier/de la foliation/de la minéralisation (°)

$$PoF\ (\%) = \frac{100}{1 + (440 \times \exp(-1{,}7 \times \frac{Cs}{Q^{0{,}44}}))} \qquad \textit{(équation 42)}$$

Les principales unités rocheuses composant le pilier de couronne en surface sont l'amphibolite, les métasédiments et la pegmatite. Étant donné que ces trois unités sont présentes dans le pilier, on suppose que le type de roche de moindre qualité est le plus susceptible de déterminer la stabilité du pilier de couronne. En conséquence, les paramètres d'entrée pour l'analyse sont basés sur l'unité de pegmatite, car elle présente les valeurs Q' les plus faibles (c'est-à-dire le premier quartile, Q1). Les valeurs minimales et maximales adoptées pour les différentes entrées de l'analyse sont détaillées ci-dessous :

01. Classification géomécanique Q

→ Q' – les valeurs correspondent respectivement aux ^{25e} et ^{50e} centiles des séries analysées : 7 et 18, respectivement.

→ J_w – la valeur minimale est établie comme étant l'écoulement du jet ou la haute pression dans une roche compétente avec des joints non remplis, tandis que la valeur maximale tient compte d'un écoulement moyen et d'un lavage occasionnel des joints. Des valeurs comprises entre 0,50 et 0,66 ont été supposées.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

→ SRF – le facteur de réduction de contrainte correspond à un niveau de contrainte moyen pour une masse rocheuse compétente : 1,0.

02. Portée des piliers

→ L'excavation correspond à une taille de chambre de 17 mL × 25 mW × 30-36 mH. Par conséquent, une largeur minimale et maximale de 17 m a été supposée.

03. Longueur de la couronne

→ Comme pour la portée des piliers, étant donné que l'excavation correspond à une taille de chambre de 17 mL × 25 mW × 30-36 mH, une largeur minimale et maximale de 25 m est utilisée.

04. Densité de la masse rocheuse

→ La densité de la masse rocheuse est supposée être de 2 800 kg/m^3 .

05. Inclinaison des piliers

→ Des valeurs comprises entre 45° et 55° sont utilisées et tiennent compte de l'inclinaison de la foliation dans cette zone.

06. Épaisseur du pilier (hauteur verticale)

→ Une épaisseur comprise entre 80 et 90 m est utilisée.

Le modèle numérique présenté à la section 8.2 a été utilisé pour évaluer la stabilité du pilier de couronne en surface. Dans ce modèle, la mine à ciel ouvert, les chantiers et les morts-terrains ont été inclus, tandis que le barrage et le plan d'eau n'ont pas été représentés explicitement. De plus, le modèle n'intégrait pas les ouvertures de développement ni la pression interstitielle.

Les résultats du modèle ont été examinés afin de déterminer si une déformation plastique – indicative d'une déformation permanente (par exemple, une fracturation) – se développe à l'intérieur du pilier de couronne au cours de la période 2031-2049.

8.6.2 Résultats

L'analyse empirique, qui intègre à la fois les paramètres d'entrée inférieurs et supérieurs, indique qu'une épaisseur de pilier de 85 m serait acceptable du point de vue de la stabilité. Cette évaluation repose sur l'hypothèse prudente qu'aucun soutènement du sol ne sera installé, ce qui offre une marge de sécurité adéquate. Dans ces hypothèses, le pilier de surface présente une probabilité moyenne de défaillance (PoF) de 1,5 %, avec une fourchette minimale-maximale de 1,0 à 3,7 %. Sur la base de ces résultats, le pilier correspond à une catégorie de stabilité « Classe F ».

Selon les directives d'acceptation de l'exposition au risque présentées dans le tableau 62, un pilier de « classe F » est recommandé compte tenu de la durée pendant laquelle la travée restera exposée. Cette classe correspond à une structure à long terme dont la durée de vie est comprise entre 50 et 100 ans. L'épaisseur du pilier adoptée dans la conception est donc considérée comme appropriée pour cette classification.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 62. Lignes directrices pour une exposition au risque acceptable. Reproduit à partir de Carter et Miller (1995).

Classe	Probabilité de défaillance		FS min.	Max. Échelle	Directives de conception pour l'acceptabilité des piliers / Durée de vie utile des piliers couronnes				
	min %	Max %			Espérance	Années	Accès public	Position réglementaire sur la fermeture	Surveillance opérationnelle requise
A	50	100	< 1	$11,31 \times Q^{0,44}$	Effectivement nul.	< 0,5	Interdit	Totalement inacceptable	Inefficace
B	20	50	1,0	$3,58 \times Q^{0.45}$	Très court terme [1]	1,0	Empêché de force	Inacceptable	Surveillance sophistiquée continue
C	10	20	1,2	$2,74 \times Q^{0,46}$	Très court terme[2]	2-5	Prévention active	Élevé niveau de concernant	Continu surveillance concerna instruments
D	5	10	1,5	$2,33 \times Q^{0.47}$	Court terme[3]	5-10	Prévenu	Niveau de préoccupation modéré	Surveillance simple continue
E	1,5	5	1,8	$1,84 \times Q^{0,48}$	Moyen terme[4]	15-20	Découragé	Faible à modéré niveau modéré Préoccupant	Surveillance consciente superficielle
F	0,5	1,5	2	$1,12 \times Q^{0.49}$	Long terme[5]	50-100	Autorisé	Préoccupation limitée	Surveillance superficielle occasionnelle
G	0	0,5	> 2	$0,69 \times Q^{0.50}$	Très long terme [6]	>100	Libre	Sans préoccupation	Aucune surveillance requise

[1] À des fins d'exploitation minière temporaire uniquement.
[2] Indésirable pour les travaux publics temporaires.
[3] Couronnes semi-temporaires, par exemple sous des infrastructures minières non sensibles.
[4] Couronnes semi-permanentes.
[5] Couronnes quasi permanentes, portails civils.
[6] Couronnes permanentes au-dessus de tunnels civils.

Le graphique de stabilité intégrant les paramètres décrits ci-dessus est présenté à la figure 51. Le rectangle orange illustre ce qui suit :

→ Il s'agit de la plage de valeurs possibles pour le pilier de couronne.

→ Le coin supérieur gauche du rectangle correspond au scénario qui intègre toutes les valeurs de paramètres les plus conservatrices utilisées dans l'analyse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

→ Le coin inférieur droit du rectangle correspond au scénario qui intègre toutes les valeurs de paramètres les moins conservatrices.

Le losange rouge représente l'estimation la plus réaliste du pilier de couronne de surface proposé, sur la base des paramètres et des hypothèses sélectionnés.

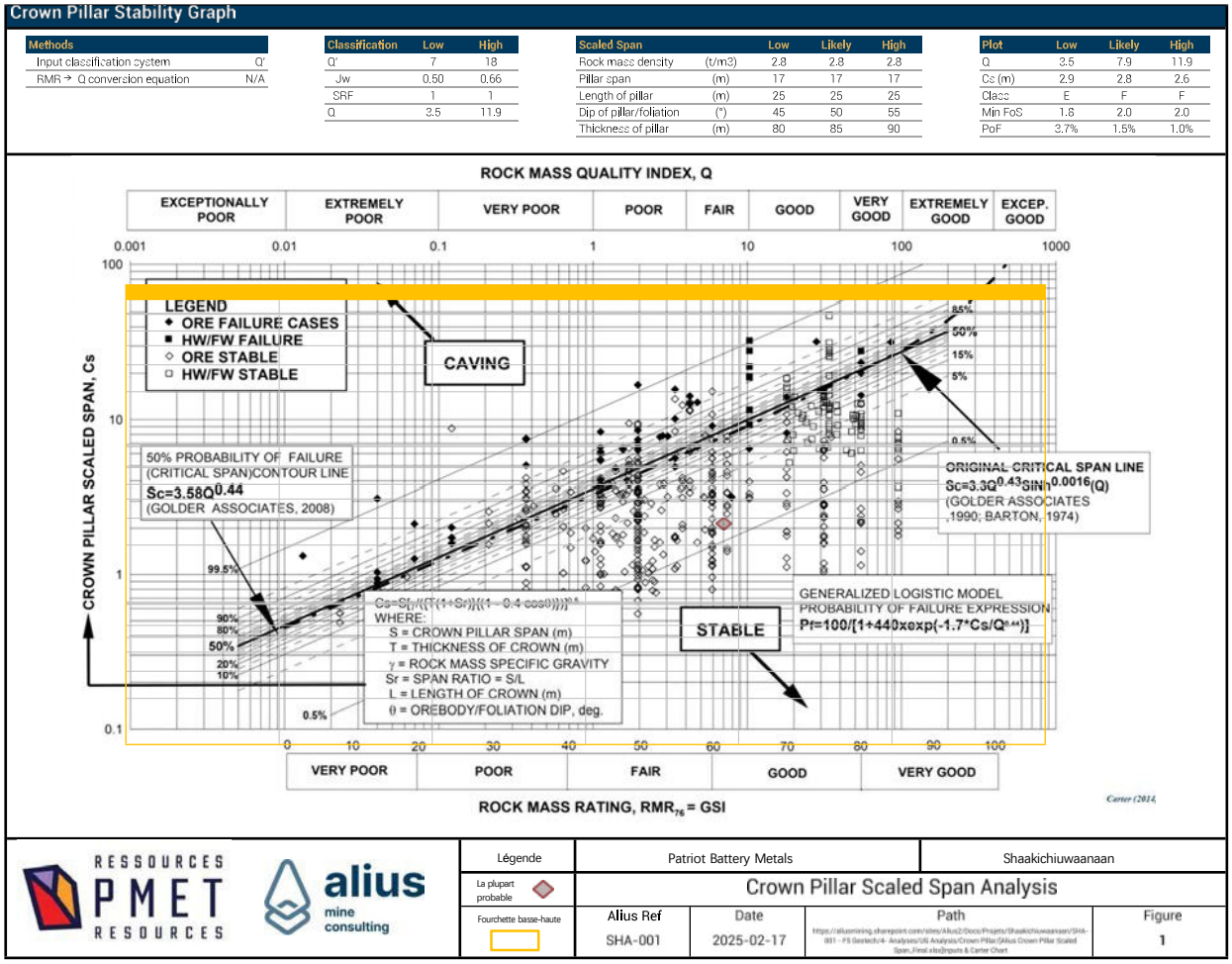


Figure 51. Tableau de stabilité des portées à l'échelle avec les données proposées pour le pilier central.

Les résultats de la modélisation sont présentés à la figure 52. Le modèle numérique indique que la déformation plastique commence à se développer dans le pilier de couronne très tard dans la séquence d'exploitation (années 2046-2049). Cette déformation se produit après l'extraction des chantiers les plus élevés situés directement sous le plan d'eau. Des investigations et des améliorations supplémentaires, y compris des ajustements potentiels de la séquence d'exploitation, seront nécessaires pour atténuer ce risque.

Plus précisément, en 2047, on observe un déconfinement autour des chantiers et à l'intérieur du pilier. À ce stade, le risque associé reste faible et acceptable. En 2049, une déformation plastique est clairement présente dans le pilier de couronne. Cela nécessitera une analyse supplémentaire afin de garantir des conditions d'exploitation sûres lors de l'exploitation minière sous le lac.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



Année 2031 – Aucune déformation plastique



Année 2033 – Aucune déformation plastique



Année 2035 – Aucune déformation plastique



Année 2037 – Fin du plastique



Année 2039 – Pas de contrainte plastique



Année 2041 – Pas de contrainte plastique



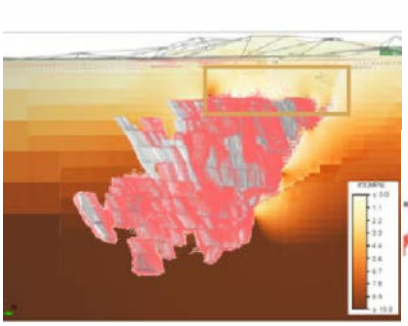
Année 2043 – Pas de contrainte plastique



Année 2045 – Légère contrainte plastique visible



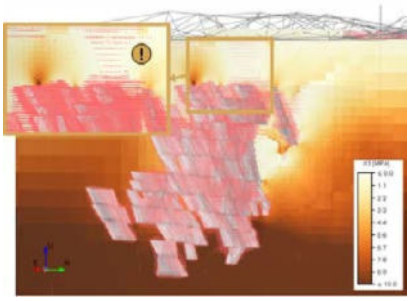
Année 2047 – Déformation plastique quelque peu visible



Année 2047 – Contrainte principale mineure (S3) et déformation plastique



Année 2049 – Déformation plastique visible



Année 2049 – Contrainte principale mineure (S3) et déformation plastique

Figure 52. Évolution de la déformation plastique dans le pilier de couronne pour la période 2031-2049. Les années 2047 et 2049 comprennent une contrainte principale mineure (S3).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.6.3 Lignes directrices

La conception du pilier de couronne a été évaluée à l'aide d'une méthode empirique combinée à une modélisation numérique en 3D. L'analyse empirique, qui intègre des paramètres d'entrée inférieurs et supérieurs, indique qu'une épaisseur minimale de pilier de 85 m est requise. Si l'épaisseur du pilier est réduite à moins de 85 m, des mesures d'atténuation supplémentaires seront nécessaires pour gérer le risque opérationnel. Celles-ci peuvent inclure des techniques de forage à distance et d'autres contrôles techniques.

La modélisation numérique montre que la déformation plastique commence à se développer dans le pilier de couronne à la fin de la séquence d'exploitation (années 2047-2049). Cette déformation se produit après l'extraction des chantiers situés près du sommet de la séquence, directement sous le plan d'eau. Des investigations et des améliorations supplémentaires, notamment l'optimisation de la séquence d'exploitation des chantiers supérieurs, seront nécessaires pour atténuer ce risque.

Sur la base des observations issues des dernières étapes de modélisation, il est recommandé d'optimiser la séquence d'exploitation des chantiers supérieurs afin de réduire les effets de la charge et de la déformation sur le pilier de couronne.

Les recommandations relatives à l'utilisation d'un pilier de couronne de 85 m sont fondées sur les données et les analyses actuellement disponibles. Des études techniques supplémentaires, notamment celles portant sur les sols géotechniques, la résistance des masses rocheuses, la conception structurelle et l'hydrogéologie, seront nécessaires pour satisfaire pleinement aux exigences de l'article 77 du Règlement sur la santé et la sécurité du travail dans les mines, à mesure que le projet avancera vers sa réalisation. Il est recommandé d'installer des instruments de surveillance afin de suivre les déformations et les changements de contrainte dans le pilier et de valider la stabilité continue du pilier de couronne. Les outils de sensibilisation opérationnelle, tels que la surveillance en direct et un plan d'intervention en cas de déclenchement (TARP), constituent des mesures supplémentaires qui peuvent contribuer à garantir la sécurité et la durabilité des opérations, en particulier lorsque l'exploitation minière se déroule à moins de 100 m d'un plan d'eau.

Afin de réduire le risque qu'une défaillance du bouchon se propage vers la surface, il convient de placer un remblai dans la galerie en surcreusement afin de limiter l'extension verticale de toute défaillance localisée. Pendant l'aménagement des chantiers, deux chantiers peuvent être ouverts simultanément, à condition de maintenir entre eux un espacement minimum correspondant à au moins la largeur d'un chantier (17 m). Pendant la phase de surcreusage, les déblais doivent être placés à moins de 2 à 3 m de l'arrière du surcreusage. En supposant un vide de 3 m et un facteur de gonflement de 25 %, la hauteur maximale potentielle de l'effondrement est estimée à 12 m. Pour un pilier de couronne de 85 m, cela représente environ 15 % de l'épaisseur totale du pilier.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.7 Conception du soutènement

Les directives relatives au soutènement pour le développement souterrain ont été évaluées afin de garantir des conditions sûres et fiables. Les méthodes et directives de conception sont présentées ci-dessous.

8.7.1 Méthodes de conception

Les recommandations initiales en matière de soutènement ont été élaborées à partir de lignes directrices empiriques, d'expériences pratiques et de jugements techniques. La stabilité des systèmes de soutènement proposés a été évaluée à l'aide de scripts et d'outils internes, en visant un coefficient de sécurité de 1,5. Pour les intersections, les analyses ont été vérifiées à l'aide *du calculateur de coefficient de sécurité du soutènement au sol du National Institute for Occupational Safety and Health* (NIOSH), qui applique la méthode tridimensionnelle (cône) (Pakalnis, 2015). À titre d'exemple, une intersection à trois voies de 10 m a été évaluée à l'aide du logiciel afin de déterminer le coefficient de sécurité pour la configuration de soutien recommandée (figure 53), ce qui a donné un coefficient de sécurité de 1,51. Lorsque cela était nécessaire, les configurations de soutien ont été affinées de manière itérative afin d'obtenir un coefficient de sécurité acceptable tout en équilibrant la sécurité, la constructibilité et l'efficacité opérationnelle.

L'évaluation du soutènement du sol pour le développement du portail n'a pas encore été réalisée en détail (section 8.8) ; toutefois, cette question sera traitée de manière exhaustive lors de la phase d'ingénierie détaillée du projet.

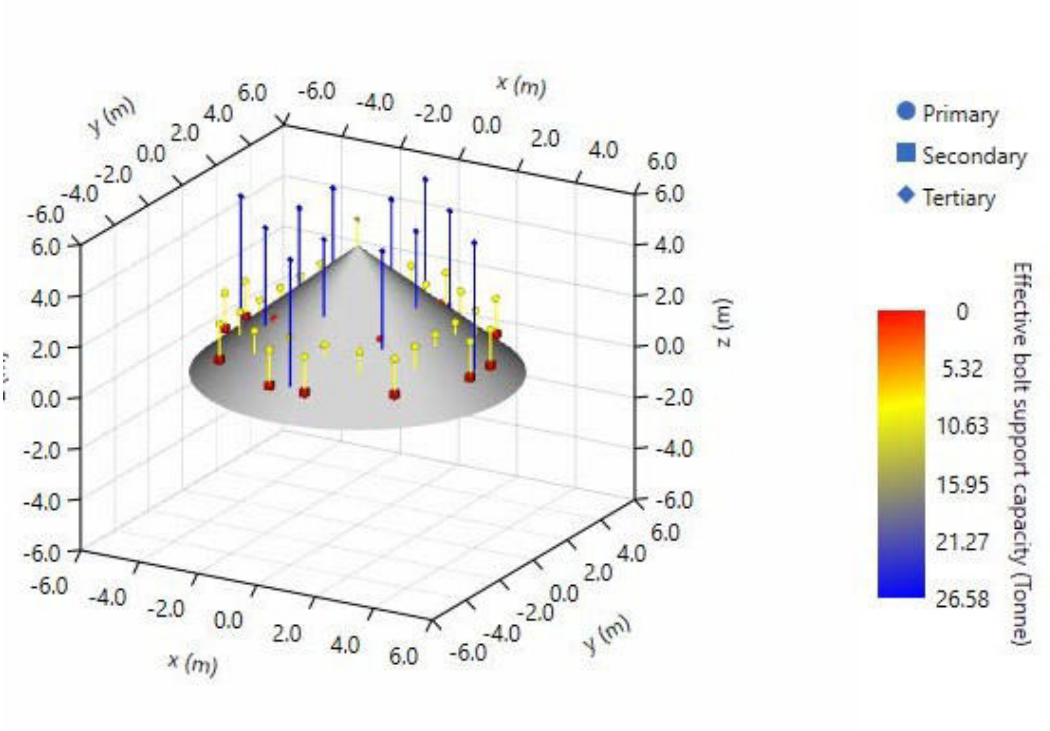


Figure 53. Exemple de soutènement pour une intersection type de 10 m (à trois voies).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

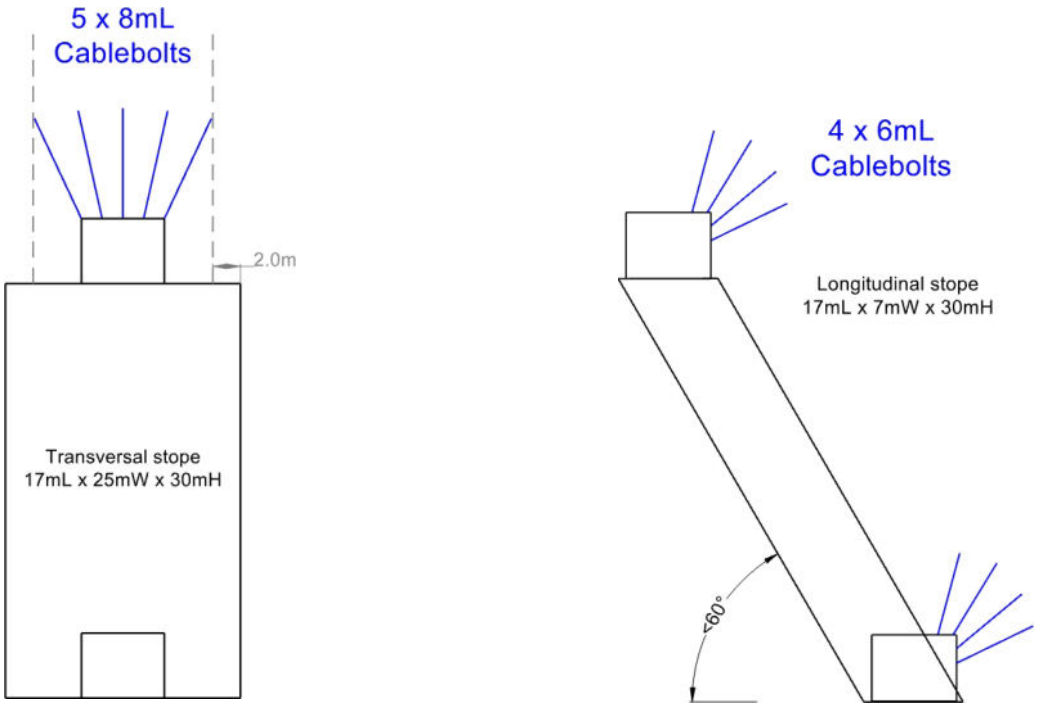
Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.7.2 Lignes directrices

Il est prévu de soutenir l'aménagement permanent à l'aide de barres d'armature en résine de 2,4 m (à l'arrière) et de boulons à friction de 1,5 m (murs), selon un motif de 1,2 × 1,2 m, avec un treillis métallique de 4 po × 4 po de calibre 6. Les zones d'exploitation temporaires, telles que les points d'extraction et les filons, devraient être soutenues par le même soutènement que l'exploitation permanente, compte tenu de leur durée de vie prolongée et de leur proximité avec les chantiers. Des directives détaillées sur le soutènement sont fournies dans le tableau 63.

Les intersections de soutènement nécessitent des boulons de câble de 6 m. Il est recommandé d'éviter de prévoir des intersections à quatre voies, car le coefficient de sécurité (1,39) est inférieur à l'objectif de 1,5 fixé dans les recommandations de conception actuelles.

Le soutènement arrière des chantiers transversaux a été évalué pour différentes largeurs. Les chantiers de moins de 10 m de large ne nécessitent pas de boulonnage ou de soutènement long. Cependant, pour les chantiers plus larges (jusqu'à 25 m), un soutènement avec des boulons de câble (jusqu'à 8 m) est nécessaire. En moyenne, tous les soutènements arrière des chantiers doivent être réalisés à l'aide de boulons de câble de 8 m, installés selon un schéma de 2 × 2 m. En outre, il est recommandé d'utiliser des soutènements longs pour les fronts de taille, avec une certaine flexibilité pour une utilisation dans d'autres zones si nécessaire. Enfin, les chantiers dont la pente de la paroi supérieure est inférieure à 60° doivent être boulonnés sur la paroi supérieure. Là encore, des directives détaillées sur le soutènement du sol sont fournies dans le tableau 63, tandis que la figure 54 montre une représentation schématique du soutènement du sol pour l'arrière, à partir de la galerie de déversement.



(a) Exemple de boulonnage arrière dans une galerie transversale de 25 mW.

(b) Exemple de boulonnage HW dans une chambre longitudinale de 7 mW (inclinaison < 60°).

Figure 54. Représentation schématique du soutènement des chantiers (non à l'échelle).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 63. Résumé des directives relatives au soutènement.

Excavation Type	Détails	Typique Dimensions (m)		Max Portée	Support arrière		Support mural	
		Hauteur	Largeur	(m)	Type	Détails	Type	Détails
Latéral	Développement	5,5	5,5	7,5	Primaire	RB 2,4 m ; 1,2 × 1,2 m	Primaire	SS 1,5 m ; 1,2 × 1,2 m
					Secondaire	SS 1,0 m ; 1,2 × 1,2 m	Secondaire	SS 1,0 m ; 1,2 × 1,2 m
Latéral	Développement large	5,5	8,0	10	Primaire	RB 2,4 m ; 1,2 × 1,2 m	Primaire	SS 1,5 m ; 1,2 × 1,2 m
					Secondaire	RB 3,0 m ; 1,2 × 1,2 m	Secondaire	SS 1,0 m ; 1,2 × 1,2 m
Latéral	Remblayage Développement	5,5	5,5	6	Primaire	SC ; 2 × 2 pouces + WWM + SX 2,1 m ; 1,2 × 1,2 m	Primaire	SC ; 2 × 2 pouces + WWM + SS 1,8 m ; 1,2 × 1,2 m (jusqu'au sol)
Intersections	Typique (3 voies)	5,5	5,5	10	Secondaire	CB 6,0 m ; 2,0 × 2,0 m	–	–
Intersections	Grande (4 voies)	5,5	5,5	12	Secondaires	CB 6,0 m ; 1,8 × 1,8 m	–	–
Vertical	Élévation	–	<3,0	3,0	–	–	Primaire	SS 1,8 m ; 1,2 × 1,2 m
Verticale	Élévation	–	<5,0	5,0	–	–	Primaire	RB 2,4 m ; 1,2 × 1,2 m
Verticale	Élévation	–	<5,0	5,0	–	–	Secondaire	SS 1,0 m ; 1,2 × 1,2 m
Chambres	Front	–	–	RSG	Secondaire	9 × CB 5 m	–	–
Stopes	Arrière	–	–	RSG	Secondaire	RSG	–	–

Codes CB Boulon de câble de 15 mm, RB Barre d'armature de 20 mm (#6), SC Deux couches de béton projeté de 2 pouces, SS Split Set 35 mm, SX 12 t Swellex, WWM Treillis métallique soudé, RSG Se reporter aux directives relatives aux chantiers.

Remarques Si un soutien secondaire est recommandé, le soutien principal doit d'abord être ajouté (en utilisant le type d'excavation recommandé).
Par exemple, une intersection de 10 m dans la rampe nécessite un support arrière de RB 2,4 m sur un motif de 1,2 × 1,2 m (primaire), suivi d'un CB 6,0 m sur un motif de 2,0 × 2,0 m (en deuxième passage).
Développement latéral : suppose un support mural à 1,5 m du sol, sauf indication contraire. Développement latéral : suppose un WWM galvanisé de 1,5 × 2,7 m, calibre n° 6.

Développement vertical : suppose un maillage ou un WWM.
Utiliser des plaques de dôme de 10 tonnes, sauf pour les câbles (utiliser des plaques de 17 tonnes).
Les galeries inaccessibles au personnel pendant et après le développement ne nécessitent pas de soutien (par exemple, les galeries de descente ou les galeries de ventilation temporaires).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.8 Portail (coupe en boîte)

Cette section présente les recommandations relatives au portail (encadré), notamment la rampe d'accès et les pentes des murs, la face du portail et le pilier de surface. L'équipe GMS a déterminé l'emplacement du portail principal, ainsi que ses dimensions et la conception de la rampe d'accès. Ces paramètres ont été utilisés comme données d'entrée pour l'évaluation de l'encadré. La terminologie utilisée dans cette section est illustrée à la figure 55.

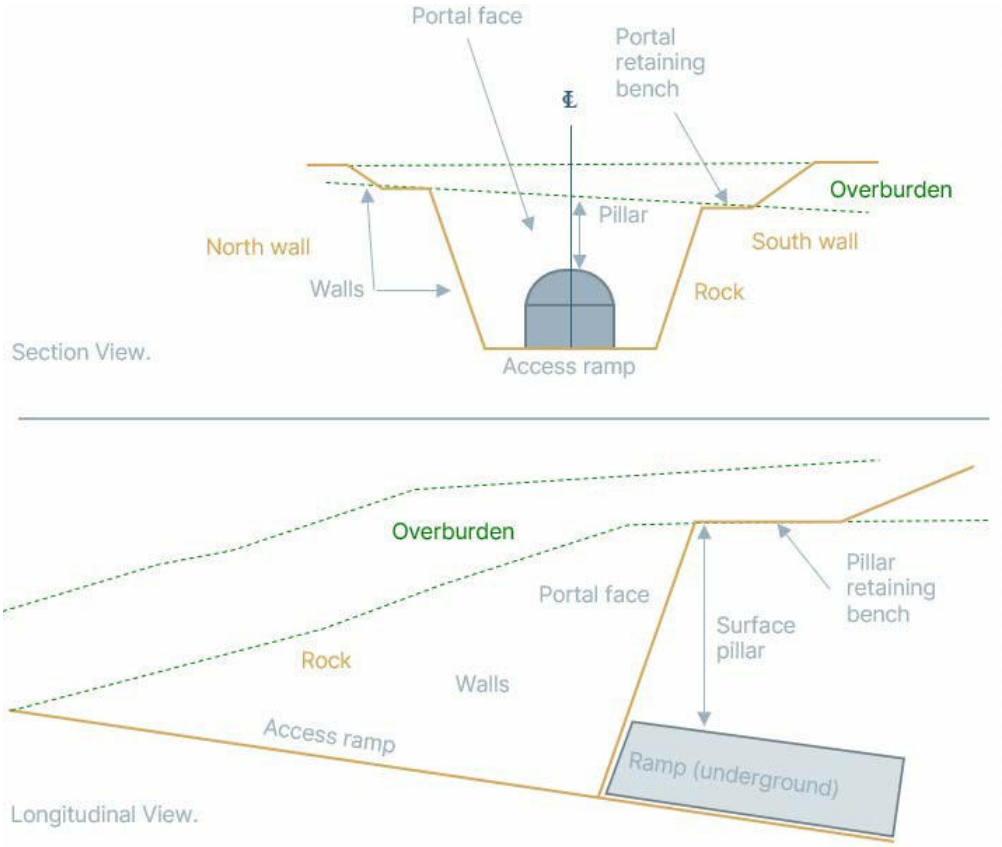


Figure 55. Terminologie relative à l'infrastructure générale d'un portail (non à l'échelle).

L'emplacement du portail est prévu à environ 400 m au nord de la fosse et encore plus loin de la zone principale des chantiers souterrains, comme le montre la figure 56.

Les paramètres de conception des pentes de l'excavation en caisson (dans les morts-terrains et la roche) et les recommandations associées en matière de soutènement ont été élaborés sur la base des données limitées disponibles.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

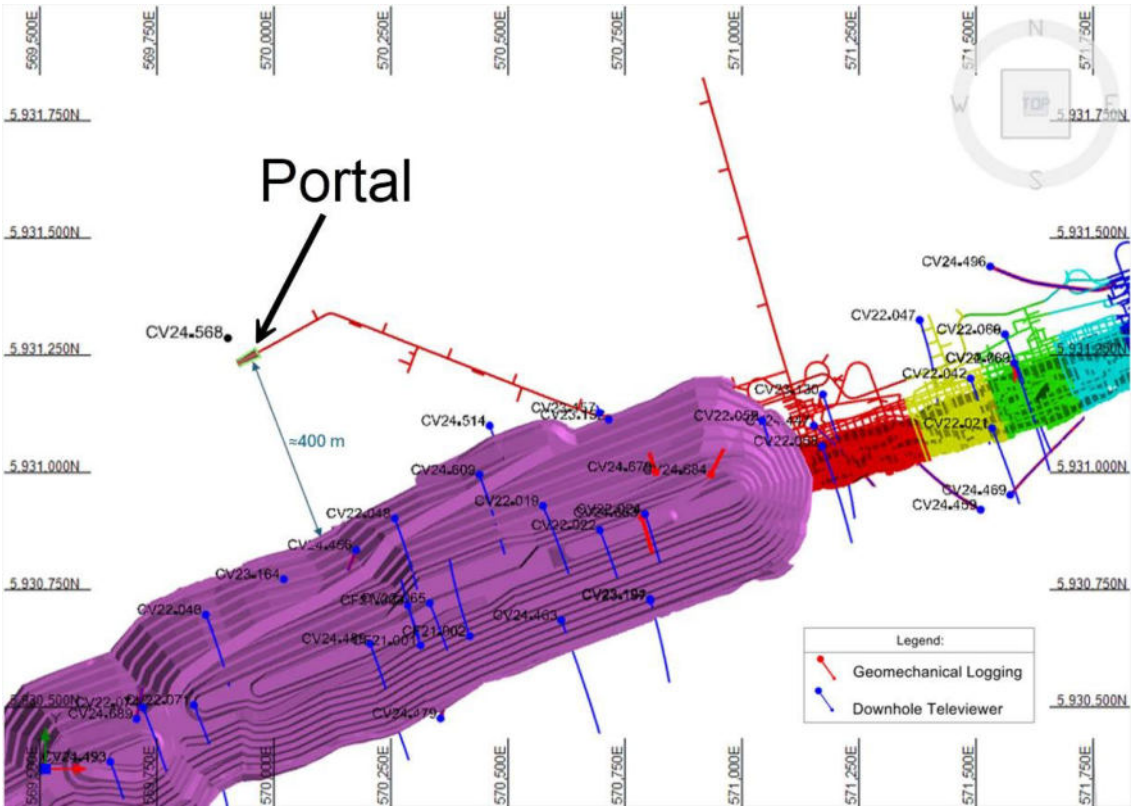


Figure 56. Emplacement prévu du portail.

Pentes des morts-terrains

En ce qui concerne la détermination des pentes recommandées pour les morts-terrains, aucune donnée spécifique au site n'est actuellement disponible. Les hypothèses suivantes ont donc été formulées : sur la base du modèle lithologique et de la topographie de surface, l'épaisseur des morts-terrains à l'emplacement du portail est estimée à environ 5 m. On suppose en outre que la composition des morts-terrains est similaire à celle caractérisée ailleurs sur le site, consistant principalement en till. À ce stade, une pente de 2H:1V est recommandée pour les morts-terrains entourant la zone du portail.

Pentes rocheuses

Un seul trou de forage (CV24-568) est situé dans un rayon de 50 m autour du site proposé pour le portail. Aucune description géomécanique des carottes ni aucune étude par téléviseur n'est disponible pour ce trou de forage, ni pour aucun autre trou de forage situé à moins de 400 m environ du site du portail. Par conséquent, les données provenant de trous de forage situés plus loin du portail ont été utilisées pour étayer l'analyse. Le tableau 64 résume les hypothèses et les paramètres d'entrée adoptés pour la conception de la tranchée rectangulaire du portail. La figure 57 illustre les principaux éléments de la configuration du portail.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 64. Hypothèses et données d'entrée pour la conception de la tranchée en caisson du portail.

Paramètre	Valeur
Lithologie de la roche	Métasédiments (d'après CV24-568 et modèle lithologique)
Hauteur de la rampe (m)	5,0
Largeur de l'ouverture de la rampe (m)	5,0–6,0
Azimut de la rampe (°)	61
Direction d'inclinaison de la face du portail (°)	241
Direction de l'inclinaison de la paroi gauche (nord) du portail (°)	151
Direction d'inclinaison du mur du portail droit (sud) (°)	331
Enquêtes auprès des téléspectateurs prises en compte	**(CV22-)** 019, 048 **(CV23-)** 152, 157, 164 **(CV24-)** 456, 514, 609

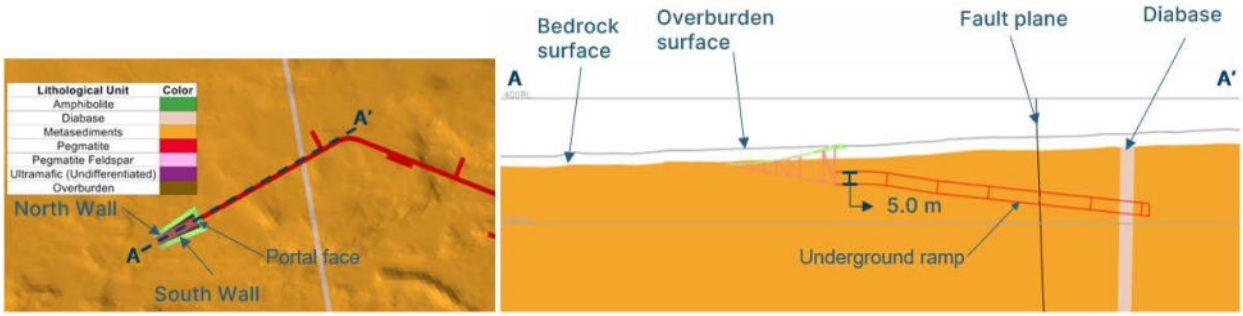


Figure 57. Vue en plan (à gauche) et vue en coupe (à droite) du portail principal.

À partir des levés télévueurs pris en compte, un stéréogramme des discontinuités dans les métasédiments a été préparé dans *Dips* (Rocscience, 2024a) afin de déterminer les principaux ensembles de joints. Les ensembles de joints obtenus sont présentés dans le tableau 65. Un ensemble de joints (JS1) est considéré comme majeur, tandis que l'autre (JS2) est considéré comme mineur en raison de son espacement élevé. La figure 58 montre les projections stéréographiques des discontinuités et des ensembles de joints interprétés. Il convient de noter que la correction de pondération de Terzaghi est appliquée dans cette figure.

À partir des levés télévisés pris en compte, un stéréogramme des discontinuités dans les métasédiments a été préparé afin d'identifier les principaux ensembles de joints. Les ensembles de joints obtenus sont présentés dans le tableau 65. Un ensemble de joints (JS1) est interprété comme un ensemble majeur, tandis que l'autre (JS2) est classé comme mineur en raison de son espacement important. La figure 58 illustre les projections stéréographiques des discontinuités et des ensembles de joints interprétés (y compris la correction de pondération de Terzaghi).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 65. Ensembles de joints interprétés dans les métasédiments – Secteur du portail principal.

Lithologie	Ensemble de joints	Inclinaison (°)	Direction de la pente (°)	Espacement moyen des joints (m)	Nombre de poteaux
Métasédiments	JS1	50	165	1,72	133
	js2	49	342	4,66	43

Notes JS majuscule : ensemble articulaire majeur. js minuscule : ensemble articulaire mineur.

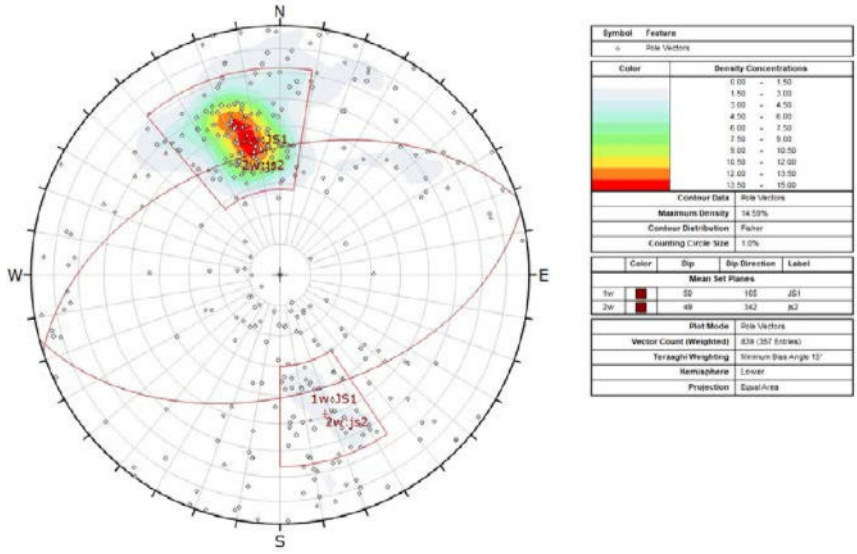


Figure 58. Projections stéréographiques des discontinuités dans les métasédiments pris en compte dans l'analyse du portail et ensembles de joints interprétés.

Des analyses de stabilité en équilibre limite ont été réalisées afin d'évaluer le potentiel de rupture plane et en coin à l'aide des *logiciels RocPlane* (Rocscience, 2025a) et *SWedge* (Rocscience, 2024b), respectivement. Les propriétés des joints utilisées dans les analyses correspondent à celles des métasédiments (ϕ = 23,5° ; voir section 5.1.2). Une valeur de cohésion nulle a été supposée, reflétant les conditions de roche mère peu profonde dans la zone du portail, où la masse rocheuse devrait être plus fracturée et soumise à l'altération superficielle. Une densité de roche de 2 876 kg/m^3 a été adoptée. Dans les analyses présentées ci-dessous, l'inclinaison de la pente a été évaluée à un angle de 80°.

Les conclusions suivantes ont été tirées :

01. Glissement plan

→ La pente du mur nord est contrôlée par la présence de JS1. La pente recommandée pour le mur nord est donc fixée à la valeur moyenne de l'inclinaison de JS1, soit 50°.

→ Pour le mur sud, aucune limitation n'est requise : js2 est considéré comme un ensemble de joints mineurs avec un espacement important entre les joints, et le glissement plan ne détermine donc pas la stabilité de la face du portail ni du mur sud.

→ Le tableau 66 résume les résultats de l'évaluation du glissement plan :

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 66. Évaluation du glissement plan des pentes du portail.

Pente	Direction de la pente (°)	Ensemble de joints critiques	Facteur de Sécurité	Remarques
Mur nord	151	JS1	0,37	Différence de direction d'inclinaison avec JS1 de 14°.
Mur sud	3	js2	0,38	Différence dans la direction du pendage avec js2 de 11° ; espacement élevé des joints mesuré.
Face du portail	241	Aucune	—	Aucun ensemble de joints critiques identifié.

02. Glissement du coin

→ Le glissement du coin ne limite la pente d'aucune des faces.

→ Le tableau 67 résume les résultats de l'évaluation du glissement du coin :

Tableau 67. Évaluation du glissement en coin des pentes des portails.

Pente	Direction de la pente (°)	Ensembles de joints critiques	Facteur de Sécurité	Remarques
Mur nord	151	JS1 et JS2	—	Aucun coin formé.
Mur sud	331	JS1 et js2	21,8	—
Face du portail	241	JS1 & js2	21,8	—

Surface Pilier

L'évaluation des piliers de surface a été réalisée à l'aide de la méthode Scaled Span de Carter (2014), telle que présentée à la section 8.6. Les paramètres d'entrée utilisés pour l'analyse sont résumés ci-dessous, en tenant compte de la présence probable de roches métasédimentaires dans la zone des piliers :

01. Classification géomécanique Q

→ Q' – En l'absence de données proches du portail, on suppose que la qualité de la roche à l'emplacement du portail est équivalente à celle des métasédiments dans la zone souterraine. Cependant, lors de la conception des portails, il est recommandé de multiplier le paramètre J_n par 2, ce qui a un effet direct sur la valeur Q déterminée. Les valeurs ajustées correspondent respectivement aux ^{25e} et ^{50e} centiles des séries analysées (c'est-à-dire 5 et 8).

→ J_w – les valeurs minimale et maximale tiennent compte d'un faible afflux d'eau. Une valeur de 1 est supposée.

→ SRF – Le facteur de réduction des contraintes est fixé au niveau le plus bas possible pour une masse rocheuse compétente, soit 2,5. Le pilier se trouvant en surface, on s'attend à des composantes de contrainte très faibles.

→ Q – Conformément à l'équation eq. 6, la classification Q est obtenue à partir des données précédentes, ce qui donne des valeurs de 2,0 et 3,2. Une fois que le pilier de couronne est considéré comme soutenu, les valeurs Q de 7 et 9 sont obtenues.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

02. Portée du pilier

→ Une largeur minimale de 5 m est utilisée, car il s'agit de la largeur prévue pour la rampe souterraine. Une largeur maximale de 7 m est utilisée pour tenir compte d'un scénario prudent (par exemple, surcreusement).

03. Longueur de la couronne

→ Une longueur d'influence comprise entre 50 et 100 m est utilisée. Cette donnée a très peu d'impact sur les résultats.

04. Densité de la masse rocheuse

→ La densité de la masse rocheuse est supposée être de 2 800 kg/m^3 .

05. Inclinaison des piliers

→ Des valeurs comprises entre 45 et 55° sont utilisées et tiennent compte de l'inclinaison de la foliation dans ce secteur.

06. Épaisseur du pilier (hauteur verticale)

→ Une épaisseur comprise entre 8 et 12 m est utilisée.

Le tableau de stabilité intégrant les paramètres mentionnés ci-dessus est présenté à la figure 59. La signification du rectangle orange et du losange rouge est présentée à la section 8.6.2.

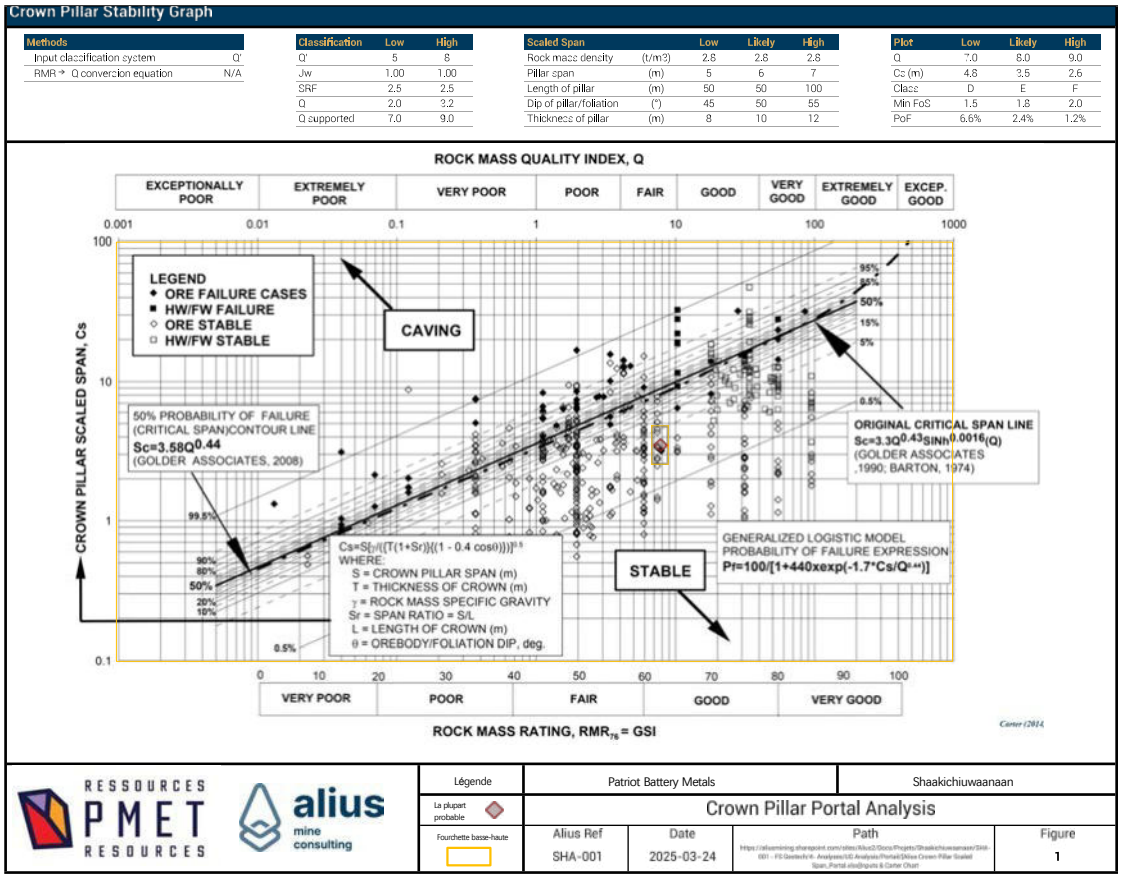


Figure 59. Tableau de stabilité de portée à l'échelle avec les données proposées pour le pilier de surface du portique.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Avec un soutien, le pilier de surface a une probabilité moyenne de défaillance (PoF) de 2,4 %, avec une fourchette minimale-maximale de 1,2 à 6,6 %. Sur la base de ces résultats, le pilier correspond à une catégorie de stabilité « Classe E ».

Selon les directives d'acceptation des risques présentées dans le tableau 62, un pilier de « classe E » est recommandé compte tenu de la durée à long terme pendant laquelle la portée restera exposée. L'épaisseur du pilier adoptée dans la conception est donc considérée comme appropriée pour cette classification.

8.8.1 Directives

Le tableau 68 résume les dimensions et la configuration de la conception de la coupe du portique. Des recommandations générales sont fournies pour le soutènement au sol du portique (pilier et faces).

Tableau 68. Dimensions et configuration de la conception du portique.

Paramètre	Valeur
Largeur de la rampe d'accès (m)	10
Épaisseur des piliers (m)	10
Support de pilier	Soit boulonné à partir de la surface (foré vers le bas), soit à partir de la rampe (foré vers le haut) à l'aide de câbles de 6 m selon un schéma de 2 × 2 m (idéalement plaqué, s'il est foré à partir de la rampe)
Banc de retenue des piliers (m)	20
Banc de soutènement du portique (m)	2 (RSSTM art. 41-1a)
Pente rocheuse – paroi nord (°)	50
Pente rocheuse – paroi sud (°)	80
Pente rocheuse – face du portail (°)	80 ou 90[1]
Support temporaire pour visage et mur	Split-Set (FS35) 1,8 m et mailles de chaîne
Pente de recouvrement	2H:1V

Remarques [1] La pente du front de taille dépend des conditions d'excavation.

La présence de la faille FLT_1525 et du dyke de diabase peut être associée à une qualité de roche localement réduite. En raison de l'absence de forages dans cette zone, la qualité de la roche reste incertaine et les positions exactes de ces deux structures majeures n'ont pas été confirmées. D'après la modélisation actuelle, ces structures devraient croiser la rampe souterraine à environ 90-120 m de la face du portail. Compte tenu des données limitées disponibles pour la conception de la tranchée du portail, les paramètres d'entrée et les recommandations qui en découlent devraient être revus et affinés au cours de la phase d'ingénierie détaillée.

Les besoins en matière d'assistance au sol pour le développement du portail n'ont pas encore été évalués en détail ; cette évaluation devra être réalisée au cours de la phase d'ingénierie détaillée du projet.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

8.9 Infrastructures

Les distances de sécurité des infrastructures souterraines ont été évaluées à l'aide du modèle numérique global. Les infrastructures clés comprennent les rampes, les galeries de remontée et les galeries de transport.

Dans le plan d'aménagement proposé par GMS en mars 2025, la rampe principale est systématiquement située à plus de 100 m des chantiers d'abattage. Cette distance doit être maintenue comme exigence minimale afin d'éviter tout dommage potentiel lié à l'excavation. Pour les galeries de transport, une distance minimale de 20 m par rapport aux chantiers d'abattage est recommandée afin d'assurer la stabilité. Enfin, les puits de remontée doivent être situés à au moins 40 m des chantiers d'abattage afin de préserver l'intégrité structurelle et de minimiser l'interaction avec les zones exploitées.

Des distances de sécurité par rapport à l'excavation à ciel ouvert sont également requises pour certaines excavations souterraines. La rampe principale et le puits de ventilation L305 ont fait l'objet d'une étude, car ce sont les deux infrastructures les plus proches de la fosse à ciel ouvert. Les figures 60 et 61 présentent la contrainte principale mineure (S3) et les dommages causés à la masse rocheuse autour d'un puits de ventilation et de la rampe principale, où ces ouvertures sont les plus proches de la fosse à ciel ouvert.

La figure 60 montre qu'aucune déformation plastique ni aucun dommage à la roche n'est observé autour du puits à son emplacement. De même, la figure 61 indique que, bien qu'un certain déconfinement se produise près de la zone de la fosse, aucun dommage plastique n'est détecté à proximité de la rampe. Comme cette section représente la distance la plus courte entre la fosse à ciel ouvert et la rampe souterraine principale, il est recommandé d'installer des instruments tels que le MPBX dans cette zone afin de surveiller la réponse potentielle du sol au fil du temps.

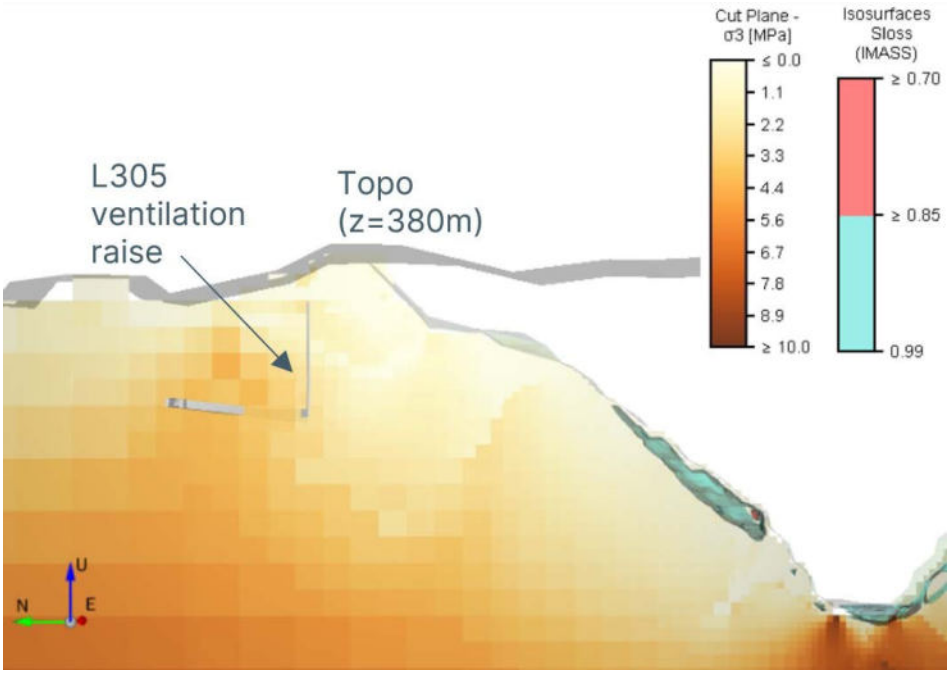


Figure 60. Contrainte principale mineure (S3) et dommages à la masse rocheuse autour de la montée de ventilation L305.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

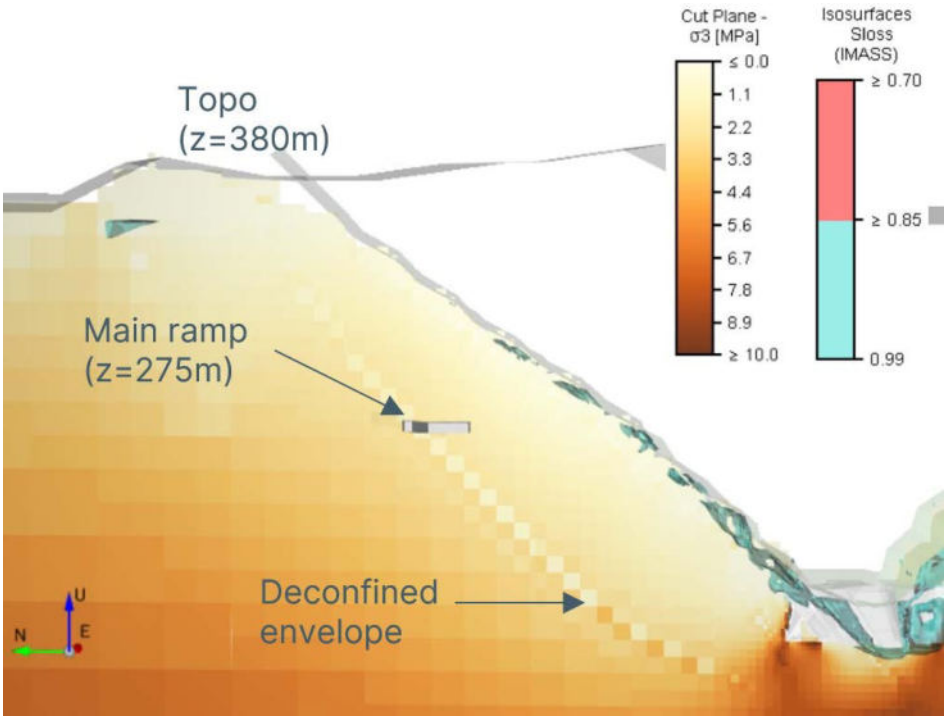


Figure 61. Contrainte principale mineure (S3) et dommages subis par la masse rocheuse autour de la rampe principale située le plus près de la fosse.

8.10 Interaction entre la mine à ciel ouvert et la mine souterraine

La conception de la mine souterraine s'étend vers l'extrémité nord-est de la fosse à ciel ouvert, où plusieurs chantiers d'abattage sont situés immédiatement à côté de la paroi prévue de la fosse. Il est donc nécessaire d'évaluer les interactions potentielles entre la pente de la fosse à ciel ouvert et les excavations souterraines. En particulier, une évaluation de la résistance requise du remblai et de la stabilité globale du système combiné est essentielle pour garantir que les chantiers souterrains puissent être exposés en toute sécurité sur la paroi de la fosse. Cette analyse soutient l'objectif qui consiste à permettre une récupération précoce du minerai dans cette partie du gisement tout en maintenant la stabilité de la fosse à ciel ouvert et des travaux souterrains. Outre la définition des exigences en matière de résistance du remblai, l'évaluation a également examiné la distance minimale derrière la paroi de la fosse à laquelle des chantiers renforcés par remblai doivent être mis en œuvre.

Pour mener à bien cette évaluation, deux approches complémentaires ont été adoptées :

01. Modélisation bidimensionnelle (2D) de l'équilibre limite

→ Conçu pour évaluer la stabilité des pentes locales en déterminant à la fois les exigences en matière de résistance du remblai et le schéma des chantiers qui doivent être renforcés.

02. Modélisation numérique tridimensionnelle (3D) par différences finies

→ Conçue pour valider les conclusions du modèle 2D en appliquant les lignes directrices recommandées à une géométrie 3D représentative. Cette approche tient compte des effets de confinement associés à la configuration tridimensionnelle réelle de la fosse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

L'analyse d'équilibre limite en 2D a été réalisée à l'aide du logiciel *Slide2* (Rocscience, 2025b). Elle comprend la coque optimisée de la fosse, la disposition des chantiers DSO (datée du 13 février 2025) et le modèle lithologique (daté du 13 janvier 2025). Une section type a été modélisée pour évaluer la stabilité, en supposant que les chantiers sont entièrement remblayés. Cette section 2D type a été modifiée par rapport à la conception réelle du chantier afin de représenter la section la plus défavorable, en tenant compte des modifications mineures apportées aux lithologies actuelles et de l'étendue des chantiers. En effet, cette section type correspond à une géométrie critique, où environ trois (3) chantiers à ciel ouvert, équivalant à environ 90 m de hauteur, sont exposés sur la paroi de la fosse.

Compte tenu d'une densité de remblai de 1 960 kg/m^3 et d'un angle de frottement de 30°, une résistance minimale à la compression uniaxiale de 2,0 MPa est requise pour que le remblai maintienne un coefficient de sécurité (FoS) > 1,3. Une valeur FoS de 1,3 est visée en raison de la géométrie conservatrice évaluée. De plus, l'épaisseur requise de ce remblai en pâte à haute résistance derrière le mur pour assurer la stabilité de la pente est de 100 m (équivalent à six chantiers). La figure 62 présente le coefficient de sécurité obtenu sur la section type analysée par analyse d'équilibre limite en 2D.

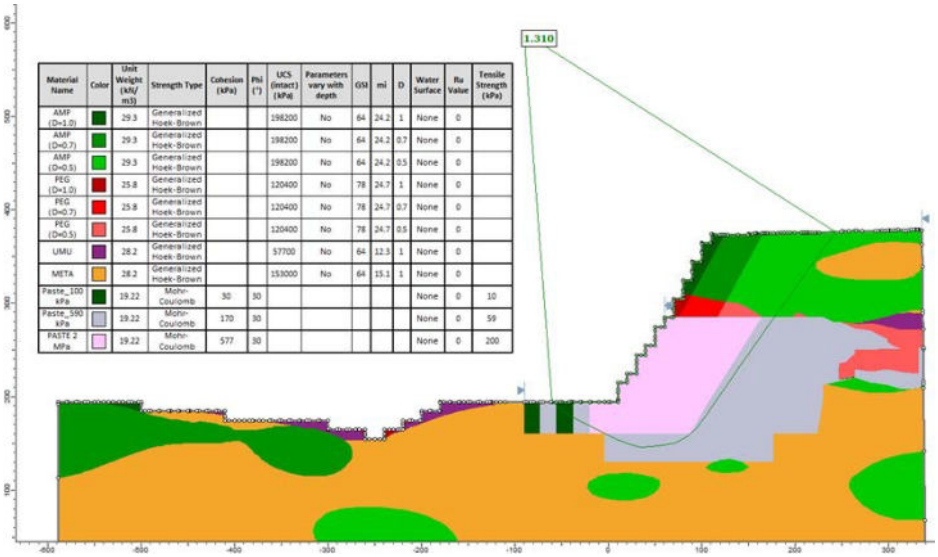


Figure 62. Modélisation 2D de l'interaction OP-UG d' – rupture non circulaire dans la masse rocheuse et le remblai.

Plus précisément, les chantiers concernés par l'exigence de résistance du remblai de 2,0 MPa sont les suivants :

→ Les chantiers situés à moins de 100 m à l'horizontale de la paroi de la mine à ciel ouvert, y compris ceux du niveau 170.

→ Les chantiers sous le fond de la fosse situés à environ 35 m à l'horizontale (environ deux chantiers) du pied de la fosse.

À ce stade, le modèle 2D présente plusieurs limites. L'analyse comprend trois galeries d'exploitation à ciel ouvert. Si d'autres galeries devaient être exploitées à ciel ouvert, les résultats devraient être révisés. Le modèle suppose des conditions purement bidimensionnelles et ne tient donc pas compte des effets de confinement tridimensionnels, qui auraient une influence stabilisatrice compte tenu de la courbure de la fosse. La section analysée représente la géométrie la plus défavorable, légèrement ajustée par rapport à la conception actuelle

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

afin de refléter des hypothèses prudentes. Cette analyse doit être validée et affinée au cours de la phase d'ingénierie détaillée.

Afin de valider les conclusions de la modélisation 2D, un modèle numérique 3D a été construit dans *FLAC3D* en utilisant les mêmes paramètres d'entrée que le modèle global, à quelques exceptions près. La principale différence entre les deux modèles est que seuls les chantiers situés à moins de 100 m des parois de la fosse à ciel ouvert ont été inclus. Cette approche a permis de réduire le temps de calcul tout en concentrant l'analyse sur l'interaction entre la fosse et le sous-sol. L'objectif de ce modèle était de valider le coefficient de sécurité associé à une défaillance potentielle à grande échelle à l'interface entre la fosse à ciel ouvert et les chantiers souterrains. Le coefficient de sécurité a été évalué en réduisant progressivement la résistance du remblai en pâte cimentée.

Comme le montre la figure 63, un déplacement inférieur à 0,9 cm est prévu, sans signe de dommage au massif rocheux, lorsqu'une résistance de remblai de 2,0 MPa est utilisée. Les propriétés du remblai ont ensuite été revues à la baisse à 1,0 MPa. Étant donné que la stabilité globale a été maintenue à cette résistance inférieure, le coefficient de sécurité est considéré comme supérieur à 2. Bien qu'une optimisation supplémentaire soit possible, la résistance recommandée du remblai de 2,0 MPa est confirmée comme étant appropriée.

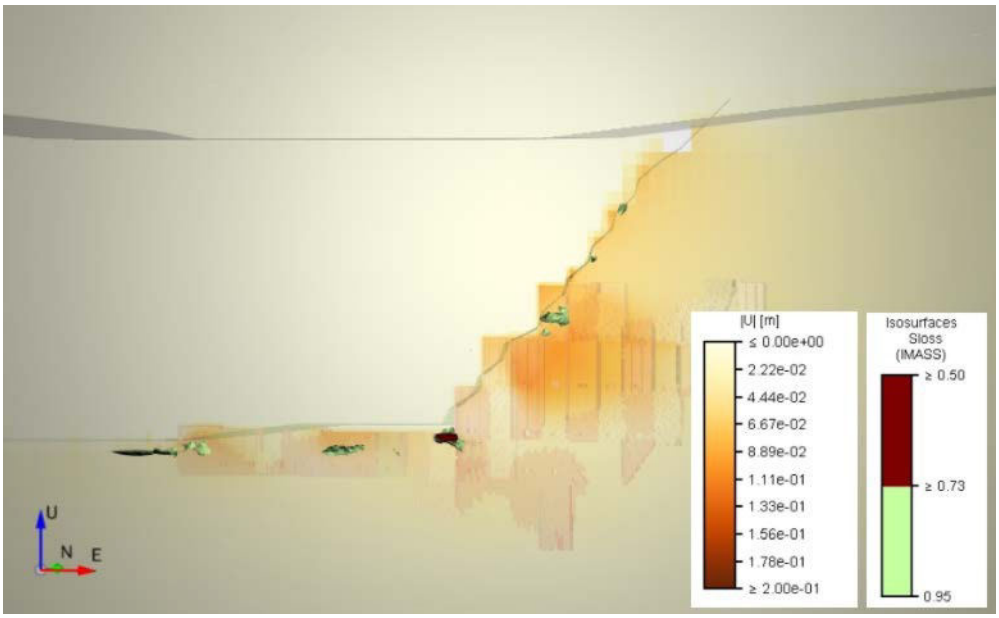


Figure 63. Modélisation 3D de l'interaction OP-UG d' – Isosurfaces des dommages et du déplacement de la masse rocheuse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

9 Considérations opérationnelles

Cette section résume les principales pratiques opérationnelles à prendre en compte lors de la planification, de la conception et de l'exécution de la mine. Ces considérations visent à soutenir la sécurité opérationnelle, à maintenir les performances des pentes et à permettre l'optimisation du plan minier à mesure que de nouvelles informations deviennent disponibles. La section est divisée en trois (3) sous-sections :

01. Pentes de recouvrement
02. Exploitation à ciel ouvert
03. Exploitation minière souterraine

9.1 Pentes de morts-terrains

Les considérations suivantes s'appliquent à la construction, à l'exploitation et à la performance à long terme des pentes de morts-terrains :

01. Mises à jour de conception

→ Des critères de conception ont été proposés pour les pentes locales et globales. En cas de modification de la résistance des matériaux, de la stratigraphie, des conditions hydrologiques souterraines ou de la géométrie de l'excavation, les critères de conception doivent être revus.

02. Eaux souterraines

→ Les analyses de stabilité actuelles partent du principe que le till présente une conductivité hydraulique relativement élevée et que l'excavation entraîne un abaissement local du niveau phréatique. Étant donné que les eaux souterraines devraient affleurer au pied du till, celui-ci doit être sécurisé et un canal de drainage doit être creusé afin d'assurer un drainage adéquat. Il est alors nécessaire de mettre en œuvre des mesures proactives de gestion de l'eau afin de limiter la pression hydraulique au-dessus de la couche de till.

→ Il est recommandé d'installer des piézomètres à corde vibrante derrière les pentes de recouvrement afin de confirmer les hypothèses relatives à la pression interstitielle et de faciliter la détection précoce des changements dans les conditions hydrogéologiques.

→ Les variations saisonnières (par exemple, les cycles de gel-dégel et l'infiltration des précipitations) doivent être surveillées, car elles peuvent avoir une incidence sur les pressions interstitielles et la résistance du sol.

→ Toute nouvelle apparition d'un afflux d'eau ou tout changement dans un point d'infiltration existant sur les surfaces des parois doit être surveillé et documenté.

03. Considérations relatives à la construction

→ L'excavation des morts-terrains devrait de préférence être effectuée pendant les mois d'hiver, lorsque le gel du sol améliore généralement la résistance et la maniabilité du sol. Bien que les conditions hivernales facilitent souvent les opérations, l'excavation peut tout de même être effectuée pendant l'été si le matériau le permet.

→ Si le décapage a lieu pendant la période de dégel, les perturbations causées par les équipements doivent être minimisées afin de réduire le ramollissement des sols supérieurs.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

04. Surveillance des pentes

→ Lorsque l'épaisseur du sol est importante (c'est-à-dire supérieure à 10 m), il est recommandé de mettre en place un programme de surveillance proactive à toutes les étapes de l'excavation. La surveillance doit, au minimum, reposer sur des inspections visuelles régulières et doit également tenir compte de mesures quantitatives telles que :

- Surveillance par prisme
- Radar de stabilité des pentes (systèmes SSR ou LiDAR)
- Mesures piézométriques

→ Des ressources humaines suffisantes doivent être affectées à la collecte, au traitement et à l'interprétation des données géotechniques. L'identification rapide des tendances de mouvement ou des fissures de tension est essentielle pour maintenir la stabilité des pentes.

→ Les résultats doivent être communiqués régulièrement aux équipes d'exploitation et d'ingénierie afin de les aider à optimiser la géométrie des pentes et à valider les hypothèses de conception.

9.2 Exploitation à ciel ouvert

Les pentes à ciel ouvert proposées sont sensibles aux pratiques opérationnelles. Les considérations suivantes sont recommandées pour maintenir la stabilité des parois :

01. Pratiques d'ingénierie et conception de la mine

→ Une cartographie géomécanique et géologique doit être réalisée à mesure que les gradins sont exposés afin de documenter la qualité et la structure des masses rocheuses, les contacts lithologiques et les conditions des eaux souterraines.

→ Les informations issues de la cartographie doivent être intégrées dans un modèle géomécanique évolutif afin d'évaluer si les conditions exposées restent conformes aux hypothèses de conception.

→ Les apports d'eau observés dans les trous de forage doivent être consignés (date, profondeur et débit approximatif) et compilés dans une base de données géoréférencée. Les trous de forage en surface situés au-dessus des chantiers souterrains doivent être cimentés ou scellés afin d'empêcher toute connexion hydraulique avec les travaux souterrains.

→ Les restrictions et limitations liées aux transitions d'angle de pente doivent être prises en compte lors de l'ajustement de la géométrie des parois. Des changements brusques d'angle ou d'orientation des parois (par exemple, des profils de parois arrondis ou convexes) peuvent avoir un impact sur le confinement de la masse rocheuse et la stabilité locale.

02. Forage et dynamitage

→ Le dynamitage dans la roche supérieure fortement fracturée de la fosse peut générer d'importants projections de roches ; la conception du dynamitage doit être ajustée si nécessaire pour garantir la sécurité.

→ Un dynamitage contrôlé est nécessaire pour minimiser les excès de taille, protéger les crêtes des gradins et réduire le développement de surplombs locaux ou d'instabilités des blocs clés.

→ Il est recommandé de procéder à un dynamitage préalable le long des parois finales afin d'obtenir des surfaces lisses et continues et de minimiser la perturbation de la masse rocheuse.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

→ Les dommages derrière la ligne de conception doivent être minimisés grâce à des charges optimisées, une charge réduite et un délai approprié.

→ Les pentes provisoires peuvent tolérer un dynamitage moins strict, mais il convient néanmoins de veiller à minimiser les excès inutiles.

→ Les parois de phase et les gradins initiaux doivent être utilisés pour affiner les conceptions de dynamitage grâce à des tests itératifs et à l'examen des performances.

→ Lorsque l'exploitation minière se déroule à proximité d'une mine souterraine ou d'autres infrastructures de surface, le dynamitage doit être surveillé à l'aide de géophones ou d'accéléromètres afin d'évaluer les impacts des vibrations.

03. Stabilité des parois de la fosse

→ Il est essentiel de surveiller l'évolution des ensembles de joints susceptibles d'influencer les critères de conception. Les critères de conception recommandés représentent les conditions moyennes du mur, et une vérification continue est donc nécessaire pour garantir leur validité au fur et à mesure de l'avancement de l'exploitation minière.

→ Un écaillage efficace doit permettre d'éliminer les matériaux instables des parois et des crêtes avant de commencer le forage sur la plate-forme sous-jacente.

→ Le détachement doit se concentrer sur l'élimination des matériaux instables dangereux tout en préservant la roche intacte et en minimisant les perturbations inutiles.

→ Il convient d'éviter les sous-coupes pendant les opérations de déblaiement afin de limiter le développement de ravines et de défaillances planes/en coin à faible inclinaison.

→ Les bancs doivent rester dégagés et fonctionnels, notamment en ce qui concerne l'entretien des canaux de drainage et l'accès pour l'inspection. Ils doivent toujours être nettoyés avant de perdre leur accès.

→ Il convient d'éviter les coupes enfoncées à proximité des parois finales afin de réduire les perturbations de la masse rocheuse.

04. Eaux souterraines

→ Les eaux de ruissellement doivent être détournées des crêtes des fosses à l'aide de fossés ou de bermes afin de réduire l'infiltration.

→ Les puisards dans la fosse et la capacité de pompage doivent être mis en place dès le début de l'exploitation minière.

→ L'accumulation d'eau sur les gradins augmente le risque de chutes de pierres et les dommages causés par le gel et le dégel ; le drainage doit être maintenu.

05. Surveillance des pentes

→ Une surveillance continue est recommandée, notamment :

- Inspections visuelles
- Surveillance par prisme
- Radar de stabilité des pentes (systèmes SSR ou LiDAR)
- Mesureurs de fissures ou extensomètres là où des fissures de tension peuvent apparaître

→ Les données de surveillance géotechnique doivent être examinées quotidiennement, et des rapports officiels doivent être publiés à une fréquence adaptée au niveau de risque.

06. Contrôle qualité

→ Des programmes de contrôle qualité et des observations des tâches doivent être mis en œuvre pour les processus opérationnels et d'ingénierie minière clés, notamment :

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

- Pratiques de forage et de dynamitage
- Écaillage des parois de la fosse
- Comparaison des parois de la fosse conçues avec les géométries réelles

9.3 Exploitation minière souterraine

Les considérations opérationnelles relatives à l'exploitation minière souterraine sont présentées ci-dessous. Ces recommandations portent principalement sur la stabilité de l'excavation, le séquençage et l'interaction avec la mine à ciel ouvert.

01. Pratiques d'ingénierie et conception de la mine

→ Les infiltrations d'eau rencontrées pendant le développement ou le forage doivent être systématiquement enregistrées, quantifiées et stockées dans une base de données 3D partagée avec l'ingénierie minière.

→ Les trous de forage d'exploration en surface qui croisent les développements souterrains doivent être cimentés ou scellés afin d'éviter les afflux incontrôlés ou les risques liés aux explosions.

→ Les excavations souterraines situées sous ou à proximité de la fosse à ciel ouvert prévue doivent être séquencées afin d'éviter de compromettre la stabilité des pentes.

→ Le séquençage du remblayage doit favoriser la stabilité des parois et des piliers et minimiser l'exposition des grandes portées non soutenues.

02. Forage et dynamitage

→ Les plans de dynamitage souterrain doivent limiter la transmission des vibrations vers les pentes des carrières à ciel ouvert et les infrastructures critiques.

→ Le dynamitage périphérique peut être envisagé pour les galeries d'exploitation situées à proximité de lithologies fragiles, de structures importantes ou d'excavations critiques afin de maintenir la stabilité.

→ Lorsque l'exploitation minière se déroule à proximité de la fosse ou d'autres infrastructures de surface, les impacts des vibrations causées par les explosions doivent être surveillés à l'aide de géophones et/ou d'accéléromètres.

03. Stabilité de l'excavation et soutènement du sol

→ Le choix du soutènement doit être basé sur la qualité de la masse rocheuse, sa structure, les conditions de contrainte in situ et la durée d'exposition prévue ; le soutènement peut comprendre des boulons, des câbles, des treillis et du béton projeté.

→ La réhabilitation des anciens fronts d'abattage doit être envisagée s'ils restent dans les zones d'influence des nouvelles excavations ou des zones de production.

→ Le remblayage doit généralement suivre la séquence d'abattage afin de minimiser le nombre de chantiers non remplis et de contrôler la redistribution des contraintes.

→ Le contrôle de la qualité du soutènement est essentiel et doit être effectué dès les premières étapes, notamment par l'observation des tâches et des essais de traction sur des tendons de soutènement représentatifs.

04. Gestion des eaux souterraines et de l'eau

→ Une stratégie de drainage à l'échelle de la mine doit être mise en œuvre, comprenant des puisards à plusieurs niveaux, un pompage par étapes et une surveillance, en fonction des apports prévus.

→ Les sources d'infiltration (par exemple, les failles, les zones de fracture et les trous de forage) doivent être colmatées ou scellées si nécessaire afin de maintenir des conditions de travail sûres.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

05. Surveillance et instrumentation

→ Un système de surveillance adapté aux conditions souterraines doit être mis en place, pouvant inclure :

- Surveillance de la convergence (par exemple, stations de convergence dans les zones à forte contrainte, bien que cela soit peu probable)
- Installations MPBX dans les infrastructures critiques ou les grandes portées

→ Les données doivent être examinées régulièrement, avec des seuils et des plans d'action déclencheurs (TARP) guidant les réponses opérationnelles.

06. Contrôle qualité

→ Des programmes de contrôle qualité et des observations des tâches doivent être mis en œuvre pour les activités souterraines clés, notamment :

- Installation de soutènement (par exemple, boulons, câbles, béton projeté)
- Production et mise en place de remblai en pâte cimentée
- Construction de barricades de remblayage (par exemple, clôtures en béton projeté ou barricades anti-boue)

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

10 Conclusion

L'évaluation géomécanique réalisée pour le projet Shaakichiuwaanaan fournit une base complète pour la conception d'une mine à ciel ouvert et d'une mine souterraine au niveau de l'étude de faisabilité. Grâce à des analyses géologiques, structurelles, en laboratoire et diverses autres analyses intégrées, l'étude définit les domaines géomécaniques, caractérise le comportement des masses rocheuses et établit des lignes directrices pour la conception des pentes, des chantiers, du remblayage et du soutènement.

Pour la **mine à ciel ouvert**, une méthodologie de conception des gradins basée sur les risques a été appliquée, ce qui a permis d'obtenir des angles de front de taille, des largeurs de gradins et des angles entre rampes spécifiques à chaque secteur, qui permettent d'atteindre des niveaux acceptables de probabilité de défaillance et de confinement des déversements. La modélisation numérique tridimensionnelle confirme que, avec les géométries recommandées, les pentes globales de la fosse répondent aux critères de stabilité du projet dans des conditions statiques. Les zones de déformation localisées, principalement associées à l'unité ultramafique et aux transitions abruptes des parois, ne posent pas de problèmes de stabilité importants, mais doivent être surveillées pendant les opérations.

La conception de la mine souterraine s'est appuyée sur des évaluations de la stabilité des chantiers à l'aide de méthodes empiriques, ce qui a permis d'obtenir des dimensions standardisées des chantiers qui concilient le contrôle de la dilution et la praticité opérationnelle. Les exigences en matière de résistance du remblai ont été définies à l'aide d'équations empiriques et vérifiées à l'aide d'une modélisation numérique, avec des coefficients de sécurité conservateurs appliqués dès le début de la durée de vie de la mine. L'analyse numérique de la séquence d'exploitation indique que la stratégie de développement souterrain et d'abattage peut être mise en œuvre en toute sécurité, seuls des dommages localisés étant attendus à proximité des chantiers actifs.

L'interaction entre la mine à ciel ouvert et les travaux **souterrains** a été évaluée à l'aide d'une analyse d'équilibre limite en deux dimensions et d'une modélisation numérique en 3D, confirmant qu'une résistance minimale du remblai en pâte cimentée de 2,0 MPa et une extension de 100 m du remblai renforcé derrière la paroi de la fosse sont nécessaires pour maintenir la stabilité des pentes dans les chantiers de taille remplis de pâte.

Une évaluation préliminaire du **pilier de couronne** en surface indique qu'un pilier de 85 m pourrait satisfaire aux exigences de stabilité ; toutefois, cette épaisseur ne respecte pas le seuil réglementaire minimum établi par le RSSTM du Québec (article 77). Des études géotechniques, hydrogéologiques et géomécaniques supplémentaires seront donc nécessaires lors des phases futures du projet afin de développer une conception de pilier entièrement conforme.

En ce qui concerne le **portail principal et la tranchée**, les analyses indiquent qu'un programme ciblé de caractérisation du site sera essentiel au cours de la prochaine étape du projet. Cette étude devrait porter spécifiquement sur la profondeur et la composition des matériaux de recouvrement dans la zone du portail, y compris le long du tracé prévu de la rampe, afin d'affiner les paramètres de conception des pentes et les exigences en matière de soutènement du sol.

Dans l'ensemble, les analyses démontrent que les conceptions proposées pour la mine à ciel ouvert et la mine souterraine sont techniquement réalisables et répondent à leurs critères de sécurité respectifs, à condition que les recommandations présentées dans cette étude soient mises en œuvre et soutenues par une surveillance continue, un affinement du modèle géomécanique et structurel, et une étude continue à mesure que le projet avance vers sa réalisation.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

11 Recommandations et limites

11.1 Recommandations relatives à la conception au niveau de la faisabilité

Des directives de conception à l'appui de l'étude de faisabilité ont été fournies dans plusieurs domaines clés. Un résumé est présenté ci-dessous.

01. Mine à ciel ouvert – Directives de conception

Appliquer les directives présentées à la section 7.7, résumées comme suit :

→ Des angles inter-rampes de 36° sont recommandés dans les sols.

→ La conception des pentes rocheuses suppose un double terrassement (hauteur de terrasse de 20 m).

→ Les angles entre les rampes varient entre 32 et 55°, en fonction du domaine géomécanique :

- Angles de la face des gradins compris entre 40 et 75°.
- Largeurs de bancs comprises entre 8,5 et 12 m pour retenir plus de 70 % des déversements potentiels en général

→ Des bermes géotechniques (16 m de large) sont recommandées pour les parois de plus de 160 m de hauteur, commençant 80 m sous la surface et se terminant 80 m au-dessus du fond de la fosse.

02. Sous-sol – Conception des chantiers et estimations de dilution

Appliquer les lignes directrices présentées à la section 8.3.4, résumées comme suit :

→ Adopter les dimensions recommandées pour les chantiers :

- Chantiers transversaux 17 mL × 25 mW × 30–36 mH
- Chambres longitudinales 17 mL × 7 mW × 30–36 mH

→ Les parois des chantiers doivent être boulonnées afin de limiter l'instabilité et la dilution.

→ Appliquer les valeurs de dilution (ELOS) suivantes pour les surfaces transversales et longitudinales des galeries :

- Paroi suspendue 0,75 m
- Mur de fond 1,25 m / 0,50 m
- Arrière Aucun (ancrage par câbles)
- Parois d'extrémité Aucun (minerai)
- Remblai 0,50 m

03. Sous-sol – Séquence minière

Appliquez les directives présentées à la section 8.4, résumées comme suit :

→ Minimiser le développement précoce et adopter une approche « juste à temps » dans la mesure du possible.

→ Donner la priorité à l'exploitation des points d'extraction déjà développés avant d'en créer de nouveaux afin de réduire les besoins de réhabilitation.

→ Pour les panneaux de galeries transversales, adopter une séquence primaire-secondaire qui maintient une forme d'extraction pyramidale (voir figure 46).

→ Pour les panneaux de taille plus étroits, adoptez une séquence de recul longitudinal et évitez les fronts convergents ou les piliers décroissants.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

04. Sous terre – Remblayage

Appliquez les directives de conception présentées à la section 8.5.3, résumées comme suit :

→ Des résistances résiduelles CPB comprises entre 210 et 540 kPa sont généralement requises, en fonction du type de chambre et de la séquence.

→ Un coefficient de sécurité plus élevé (FoS = 2,0) est recommandé au début de la durée de vie de la mine, puis ramené à 1,5 à mesure que l'expérience est acquise.

→ L'abattage par sous-coupe nécessite des résistances CPB plus conservatrices (1,2 à 1,6 MPa) et doit être réduit au minimum dans la mesure du possible.

05. Sous terre – Pilier de couronne

Appliquez les directives de conception présentées à la section 8.6.3, résumées comme suit :

→ Utilisez une épaisseur minimale de 85 m pour les piliers de couronne.

→ Considérez cette épaisseur comme **préliminaire** en attendant des études complémentaires.

→ Appliquez une surveillance renforcée (instrumentation et TARP) si l'exploitation minière se poursuit sous un pilier de moins de 100 m d'épaisseur sous un plan d'eau.

06. Sous-sol – Conception du soutènement

Appliquer les directives de conception présentées à la section 8.7.2, résumées comme suit :

→ Les types de soutènement proposés sont adéquats pour l'établissement d'un budget au niveau de l'étude de faisabilité.

→ Un développement latéral typique (portée < 7,5 m) nécessite 2,4 m d'armature (20 mm) sur un motif de 1,2 × 1,2 m, avec des ensembles fendus de 1,5 m dans les rangées secondaires, complétés par un treillis métallique soudé galvanisé de calibre 6 (ouverture de 4 pouces).

→ Les intersections typiques nécessitent des boulons de câble de 6 m sur un motif de 2 × 2 m.

→ Les parois et les fronts de taille nécessitent des boulons de câble (6 m, trame de 2 × 2 m).

→ Les exigences en matière de soutènement du sol pour le portail et certaines excavations d'infrastructure restent à définir.

07. Sous-sol – Portail (coupe en boîte)

Appliquez les directives de conception présentées à la section 8.8.1, résumées comme suit :

→ Des pentes de recouvrement de 2H:1V sont recommandées.

→ Pente de la paroi nord : 50°.

→ Pentes de la paroi sud et de la face du portail : 80°.

→ Une épaisseur de pilier de surface de 10 m est appropriée à ce stade.

08. Sous-sol – Infrastructures

Appliquer les directives de conception présentées à la section 8.9, résumées comme suit :

→ Maintenir l'emplacement de la rampe à au moins 100 m des chantiers.

→ Planifier les galeries de transport à 20 m des chantiers d'abattage.

→ Localiser les montées à au moins 40 m des chantiers.

09. Interaction entre la mine à ciel ouvert et la mine souterraine

Appliquez les directives de conception présentées à la section 8.10, résumées comme suit :

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

→ Exploiter les chantiers avant d'excaver la paroi de la fosse à proximité afin d'éviter toute perte de minerai.

→ Utiliser du béton à haute résistance à la compression (CPB) d'une résistance à la compression de 2,0 MPa pour tous les chantiers situés à moins de 100 m des parois de la mine à ciel ouvert.

11.2 Limites des directives de conception

Sur la base des analyses réalisées et des informations actuellement disponibles, les limites suivantes doivent être prises en compte lors de l'application des directives de conception.

01. Modèle lithostructurel

→ Les contacts lithologiques ont été modélisés sur la base des interprétations actuelles et de la densité de forage ; des révisions sont à prévoir à mesure que l'exploitation minière progresse.

→ L'emplacement et la continuité des structures principales (par exemple, FLT_1525, dyke de diabase) restent incertains dans les zones où les forages sont rares, en particulier près de la tranchée du portail.

→ Le modèle structurel ne couvre que la zone à ciel ouvert ; les conditions structurelles de la mine souterraine n'ont pas été modélisées.

→ L'unité UMU est relativement peu caractérisée, ce qui réduit la fiabilité des paramètres de conception là où cette lithologie est exposée.

→ L'orientation de la foliation varie le long de la fosse et peut différer localement des ensembles moyens supposés. Bien que cela ait été pris en compte en définissant plusieurs domaines géomécaniques, la variabilité réelle peut être plus importante et devrait être confirmée à mesure que les affleurements se développent.

02. Caractérisation géotechnique

→ Aucun essai en laboratoire n'a été effectué sur les sols ; les enveloppes de résistance des morts-terrains reposent uniquement sur les résultats du SPT et des corrélations empiriques.

→ Les forages autour de la fosse à ciel ouvert sont limités, en particulier près du portail et des limites de la fosse, ce qui augmente l'incertitude quant à l'épaisseur et aux propriétés du sol.

03. Caractérisation géomécanique

→ Les valeurs de persistance des joints sont supposées être de 15 m jusqu'à ce qu'elles soient validées par des mesures sur le terrain (par exemple, cartographie des parois de la fosse, LiDAR).

→ Les paramètres de résistance des plans de foliation restent incertains.

→ Les ensembles de joints observés sur la paroi sud sont considérés comme moins restrictifs par rapport aux critères de conception que ceux de la paroi nord, en raison de leur espacement plus large.

→ Les excavations ont été supposées sèches ou avec un afflux mineur ; les pressions des eaux souterraines n'ont pas été explicitement prises en compte dans la classification ou la modélisation.

04. Conception de la fosse à ciel ouvert

→ Les facteurs de perturbation de la masse rocheuse (dommages causés par les explosions, relâchement des contraintes) n'ont pas été pris en compte dans les enveloppes de stabilité.

→ Pour obtenir les largeurs de gradins recommandées, il est nécessaire de contrôler le forage et le dynamitage ; un effondrement excessif peut réduire la capacité des gradins de réception.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

→ Les structures à grande échelle n'ont pas été incluses dans les modèles numériques ; les instabilités potentielles associées à ces caractéristiques ne sont donc pas prises en compte.

→ Les conditions hydrogéologiques ont été considérées comme ayant un impact limité sur la base des données actuelles ; les pressions interstitielles n'ont pas été prises en compte dans les analyses numériques.

→ Les lignes directrices s'appliquent uniquement aux géométries et lithologies évaluées ; tout écart peut nécessiter une réévaluation.

05. Conception des mines souterraines

→ Les structures à grande échelle n'ont pas été incluses dans les modèles numériques continus, ce qui limite l'évaluation des mécanismes de rupture contrôlés par la structure.

→ Les hypothèses relatives aux contraintes in situ introduisent une incertitude ; les variations de l'orientation ou de l'amplitude des contraintes principales peuvent affecter la stabilité des chantiers et les performances des piliers de toit.

→ Les effets hydrogéologiques n'ont pas été explicitement modélisés ; les pressions hydrauliques peuvent affecter la stabilité de l'excavation.

→ Le risque sismique n'a pas été évalué en raison de la profondeur relativement faible de la mine, mais des concentrations de contraintes localisées peuvent néanmoins se développer à proximité des chantiers ou dans les piliers.

→ La zone du portail manque de forages géotechniques et nécessite des investigations supplémentaires avant la conception finale et l'exécution.

→ La stabilité des grandes infrastructures souterraines n'a pas été évaluée.

→ L'épaisseur actuelle du pilier de couronne de 85 m ne répond pas aux exigences réglementaires de l'article 77 du RSSTM du Québec et doit être réévaluée au moyen des études techniques requises avant que l'exploitation minière (ou le développement) sous le plan d'eau puisse commencer.

06. Variabilité opérationnelle

→ Les performances des pentes dépendent fortement de la précision du forage, de la qualité du dynamitage et des pratiques de nivellement. Les bonnes pratiques ont été prises en compte tout au long des évaluations.

→ Une perte excessive de crête ou un surcreusement peuvent réduire la largeur effective des bancs de retenue en dessous des hypothèses de conception.

→ Les écarts opérationnels peuvent réduire la stabilité et nécessiter des modifications de la conception.

11.3 Recommandations pour les travaux futurs

Sur la base des analyses réalisées dans le cadre de cette étude, les travaux suivants sont recommandés afin de faire avancer le projet vers la phase d'ingénierie détaillée et d'exécution.

01. Modèle lithostructurel

→ Améliorer la définition des contacts lithologiques, en particulier ceux dont l'orientation est défavorable.

→ Acquérir des données structurelles supplémentaires (cartographie de surface, carottes orientées) dans les secteurs clés des parois de la fosse.

→ Mettre à jour le modèle structurel afin de mieux définir les structures à grande échelle, en particulier dans les zones où la couverture de forage est limitée (par exemple, l'empreinte de la mine souterraine).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

→ Mener un programme de caractérisation ciblé du site pour la zone du portail. Cette étude doit permettre de confirmer la profondeur des morts-terrains près de la tranchée et le long de l'axe de la rampe, ainsi que les pentes de sol et de roche à utiliser dans la conception.

02. Caractérisation géotechnique

→ Développer un modèle géotechnique spécifique au site pour les morts-terrains dans les zones du portail et de la périphérie de la fosse.

→ Planifier une campagne d'études géotechniques afin d'augmenter la densité des données et d'améliorer la compréhension de la stratigraphie des sols autour de la fosse à ciel ouvert.

→ Réaliser des essais en laboratoire sur des sols représentatifs afin d'établir des enveloppes de résistance au cisaillement appropriées.

03. Caractérisation géomécanique

→ Donner la priorité à la collecte de données pour l'unité UMU, qui présente actuellement le plus grand degré d'incertitude.

→ Étendre les essais en laboratoire (résistance intacte, résistance au cisaillement) pour l'UMU, la pegmatite, les zones altérées et les plans de foliation.

04. Conception de la mine à ciel ouvert

→ Mettre à jour les modèles numériques 3D à mesure que les interprétations lithostructurales sont affinées.

→ Réévaluer les hypothèses de persistance structurelle (actuellement 15 m) une fois que les parois exposées de la fosse permettront une mesure directe (par exemple, balayage LiDAR).

→ Pour le secteur F-2, évaluer les failles observées et les joints ouverts par rapport au modèle structurel mis à jour afin de confirmer leur impact potentiel sur les paramètres de conception.

→ À mesure que l'exploitation minière expose les parois sud, évaluer plus en détail l'impact réel des joints inclinés vers le nord sur l'intégrité des parois à l'échelle des gradins, et revoir l'hypothèse selon laquelle ces joints n'ont pas d'influence significative sur l'IRA prévu.

05. Conception de la mine souterraine

→ Mettre à jour les modèles numériques 3D à mesure que de nouvelles informations lithostructurales deviennent disponibles.

→ Intégrer les structures principales dans les évaluations de stabilité souterraine une fois leur géométrie confirmée.

→ L'épaisseur actuelle de 85 m du pilier de couronne **n'**est **pas** conforme à l'article 77 du RSSTM du Québec pour l'exploitation minière sous un plan d'eau. Des études techniques supplémentaires (hydrogéologie, mécanique des sols, géomécanique) sont légalement requises avant l'obtention de l'autorisation. Ces études doivent être soumises à la CNESST avant toute excavation sous l'influence du plan d'eau.

→ Pour la conception du portail, forer au moins trois (3) trous de forage supplémentaires (environ 90 m au total) afin de confirmer les conditions de la masse rocheuse à l'emplacement du portail.

→ Envisager d'effectuer des mesures de contrainte in situ (par exemple, test Doorstopper) dès le début du développement afin de valider le tenseur de contrainte en champ lointain.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

06. Surveillance et contrôles opérationnels

→ Élaborez un plan de gestion du contrôle du sol (GCMP) spécifique au site qui formalise les exigences en matière de surveillance géotechnique, la fréquence d'examen des données et les protocoles décisionnels.

→ Élaborer des plans d'intervention en cas de déclenchement (TARP) pour les opérations à ciel ouvert et souterraines, en définissant les niveaux d'action et les réponses requises en cas de changements dans le déplacement, la pression interstitielle ou les conditions du sol observées.

→ Mettre à jour le GCMP et les TARP en fonction des observations opérationnelles et des résultats de la surveillance.

→ Mettre en œuvre des systèmes de surveillance en temps réel (prismes, radar, LiDAR) dans les secteurs influencés par des structures importantes ou des géométries de fosse sensibles.

→ Mettre en œuvre un programme de surveillance hydrogéologique afin de suivre les niveaux des eaux souterraines et les pressions interstitielles dans les mines à ciel ouvert et souterraines :

- Installer des piézomètres à corde vibrante (VWP) à des endroits clés, notamment sur les parois de la fosse, le pilier de couronne et les zones où l'afflux d'eau souterraine pourrait influencer la stabilité.
- Mettre en place un système automatisé d'enregistrement des données et de seuils d'alarme afin de détecter rapidement toute tendance anormale de la pression interstitielle.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Références

Alius Mine Consulting. (2025). *Étude géomécanique du pegmatite CV5* (rapport factuel n° SHA-001-F-20251114-01). Shaakichiuwaanaan.

ASTM. (2014). Méthodes d'essai standard pour la résistance à la compression et les modules d'élasticité d'échantillons de carottes de roche intactes sous différents états de contrainte et de température. https://doi.org/10.1520/ D7012-14E01

ASTM. (2016). Méthode d'essai standard pour la détermination de l'indice de résistance à la charge ponctuelle des roches et application à la classification de la résistance des roches.

Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Classification technique des masses rocheuses pour la conception du soutènement des tunnels d' .

BBA. (2023a). *Bases géomécaniques pour la conception des pentes PEA* (rapport technique n° 7535006-000000-40-ERA- 0001-RAA). Shaakichiuwaanaan.

BBA. (2023b). *Étude hydrogéologique de référence – Future mine à ciel ouvert CV5, propriété Corvette Lithium,* (rapport technique n° 7535001-001900-41-ERA-0002-RAA). Shaakichiuwaanaan.

BBA. (2024a). *Rapport factuel de l'étude géotechnique au forage au diamant de 2024, site Corvette CV-5* (rapport technique n° 7535017-000000-4M-ERA-0001-RAA). Shaakichiuwaanaan.

BBA. (2024b). *Rapport factuel sur l'étude géotechnique au forage au diamant de 2024, site CV5* (rapport technique n° 7535017-000000-4M-ERA-0003-R00). Shaakichiuwaanaan.

BBA. (2024c). *Campagne géotechnique pour la phase 2* (rapport factuel n° 7535009-020001-4G-ERA- 0003-RAA). Shaakichiuwaanaan.

BBA. (2024d). *Base de conception géotechnique des pentes, projet Shaakichiuwaanaan CV5 - PROJET* (rapport technique n° 75350017-00000-40-ERA-0002 / RAB). Shaakichiuwaanaan.

BBA. (2024e). *Rapport technique NI 43-101, Évaluation économique préliminaire du projet Shaakichi- uwaanaan* (PEA n° 7535006-000000-40-ERA-0002-R00). Shaakichiuwaanaan.

Belem, T., Gélinas, L. P., & Oke, J. (2022). Une nouvelle solution généralisée pour la résistance requise des trois types de remblai minier cimenté. *Article ARMA 22-878*, 13.

Bewick, R. P., Amann, F., Kaiser, P. K., & Martin, C. D. (2015). Interprétation des résultats des essais UCS pour la conception technique de l' .

Bieniawski, Z. T. (1976). Classification des masses rocheuses en génie civil. *Actes*, *1*, 97–106. Bieniawski, Z. T. (1989). *Classification des masses rocheuses en génie civil*. Wiley.

Carter, T. G. (2014). Guidelines for use of the Scaled Span Method for Surface Crown Pillar Stability Assessment, 34.

Carter, T. G., & Miller, R. (1995). Évaluation des risques liés aux piliers de couronne - aide à la planification pour une remise en état rentable des mines. *Institut des matériaux, des minéraux et des mines*.

Clark, L. M. (1998). *Minimiser la dilution dans l'exploitation minière à ciel ouvert en mettant l'accent sur la conception des chantiers et l' s dynamitage à trous longs dans les veines étroites* [Thèse de doctorat].

Coulomb, C. (1776). Essais sur une application des règles de maximis et minimis à quelques problèmes de statique relatifs à l'architecture. *7*, 343–387.

Day. (2005). *Foundation Engineering Handbook: Design and Construction with 2006 International Building Code* (1st). McGraw-Hill Professional.

Deere, D., Hendron, A., Patton, F., & Cording, E. (1967). Conception de la construction d' s en surface et en proximité de surface dans la roche. *Actes du 8e Symposium américain sur la mécanique des roches*, 237–302.

Éditeur officiel du Québec. (2025). Règlement sur la santé et la sécurité du travail dans les mines (RSSTM). https://www.legisquebec.gouv.qc.ca/fr/document/rc/S-2.1,%20r.%2014%20/

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Gibson, W., De Bruyn, I. A., & Walker., D. J. H. (2007). Considérations relatives à l'optimisation de l'angle des bancs d' , de l'angle des fronts de taille et de la largeur des bermes dans les mines à ciel ouvert.

Goodman, R. E. (1989). *Introduction à la mécanique des roches* (2e édition). John Wiley & Sons.

Guido, S. (2019). *Contributions à la conception géomécanique des chantiers à l'aide d'approches statistiques : Le cas de la mine Éléonore* [Thèse de doctorat, Université Laval].

Heidbach, O., Rajabi, M., Di Giacomo, D., Harris, J., Lammers, S., Morawietz, S., Pierdominici, S., Reiter, K., von Specht, S., Storchak, D., & Ziegler, M. O. (2025). Publication de la base de données World Stress Map 2025. https://doi.org/doi.org/10.5880/WSM.2025.001

Hoek, E. (2006). *Practical Rock Engineering*.

Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). *Excavations souterraines dans la roche*. CRC Press.

Hoek, E., & Brown, E. T. (2018). Le critère de rupture de Hoek-Brown et GSI – édition 2018. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, *11*(3), 445–463. https://doi.org/10.1016/j.jrmge (Indice de résistance géologique). 2018.08.001

Hoek, E., Carter, T. G., & Diederichs, M. S. (2013). Quantification de l'indice de résistance géologique Chart. *47e symposium américain sur la mécanique des roches / géomécanique*.

Hoek, E., & Diederichs, M. S. (2006). Estimation empirique du module de masse rocheuse. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, *43*(2), 203–215. https://doi.org/10.1016/j. ijrmms.2005.06.005

ISRM. (1978). *Méthodes suggérées par l'ISRM pour la description quantitative des discontinuités dans les masses rocheuses* (Vol. Int. J Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.). Pergamon Press Ltd.

ISRM. (2007). *Méthodes complètes suggérées par l'ISRM pour la caractérisation, les essais et la surveillance des roches : 1974-2006*. Commission sur les méthodes d'essai, Société internationale de mécanique des roches. Itasca Consulting Group. (2025a). FLAC3D — Analyse lagrangienne rapide des milieux continus en trois dimensions.

Itasca Consulting Group. (2025b). IMASS. https://www.itasca.ca/software/imass

Li, L., & Aubertin, M. (2012). Une solution modifiée pour évaluer la résistance requise du remblai exposé dans les chantiers miniers. *Revue canadienne de géotechnique*, *49*(8), 994–1002. https://doi.org/10.1139/t2012- 056

Lorig, L., & Varona, P. (2013). Lignes directrices pour la modélisation numérique du soutènement des roches dans les mines. *Actes du septième symposium international sur le soutènement des sols dans les mines et la construction souterraine* , 81–105. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1304_04_Lorig

Mathews, K. E. (1980). *Prediction of stable excavation spans for mining below 1000 m in hard rock* (rapport technique). Golder Associates.

Mitchell, R., Olsen, R., & Smith, J. (1982). Études de modèles sur les résidus cimentés utilisés dans le remblayage des mines [Pastefill (également utilisé pour le CRF !)], (19), 14–28.

Pakalnis, R. (2015). Méthodes de conception empiriques en pratique [pastefill]. *Actes du séminaire international sur les méthodes de conception dans l'exploitation minière souterraine*, 37–56. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/ 1511_0.3_Pakalnis

Perras, M. A., & Diederichs, M. S. (2014). A Review of the Tensile Strength of Rock: Concepts and Testing [BTS not to be used in Hoek-Brown]. *Geotechnical and Geological Engineering*, *32*(2), 525–546. https://doi.org/10.1007/s10706-014-9732-0

Potvin, Y. (1988). *Empirical open stope design in Canada* [Thèse de doctorat]. Université de Colombie-Britannique.

Read, J., & Stacey, P. (Eds.). (2009). *Guidelines for Open Pit Slope Design*. CSIRO Publishing. Rocscience. (2024a). Dips [avril 2024].

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Rocscience. (2024b). SWedge [juillet 2024]. Rocscience.
(2025a). RocPlane [février 2025]. Rocscience. (2025b). Slide2
[mars 2025].
Rose, N. D., Scholz, M., Burden, J., King, M., Maggs, C., & Havaej, M. (2018). Quantification de la perturbation transitoire de la masse rocheuse dans les pentes à ciel ouvert liée à l'excavation minière, 17.
Ryan, T. M., & Pryor, P. R. (2000). Conception des bancs de retenue et des pentes entre les rampes. Dans *Slope Stability in Surface Mining* (pp. 27–38).
Stewart, S. B. V., & Forsyth, W. W. (1995). La méthode de Mathew pour la conception des chantiers à ciel ouvert. *CIM*, *88*(992), 9.
Terzaghi, K., Peck, R. B., & Mesri, G. (1996). *Mécanique des sols dans la pratique de l'ingénierie*. John Wiley & Sons.
Yang, P., Li, L., Aubertin, M., Brochu-Baekelmans, M., & Ouellet, S. (2017). Analyses de stabilité des barricades de stériles conçues pour retenir le remblai en pâte. *International Journal of Geomechanics*, *17*(3), 04016079. https://doi.org/10.1061/ (ASCE) GM.1943-5622.0000740

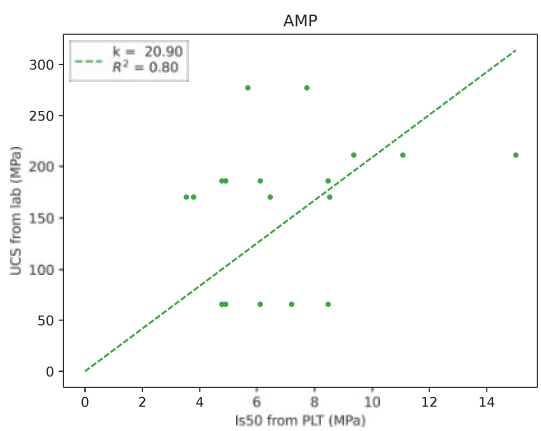
Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

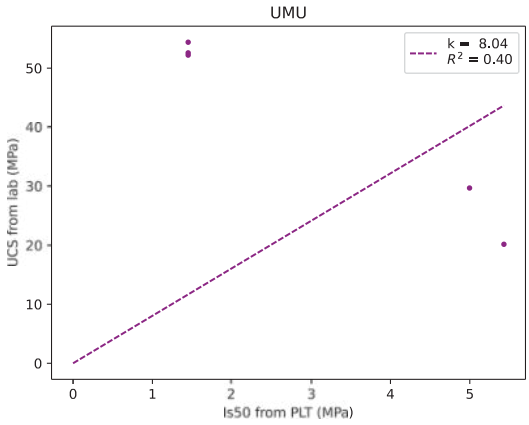
Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

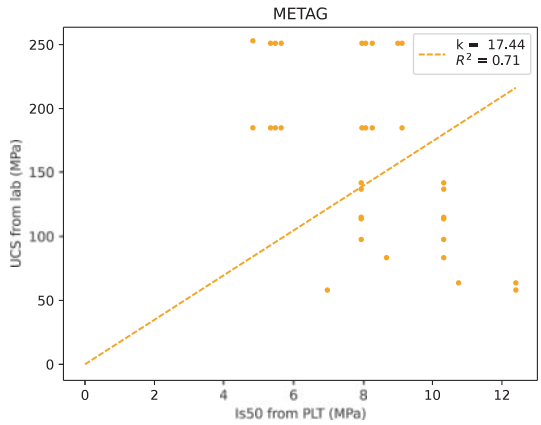
Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

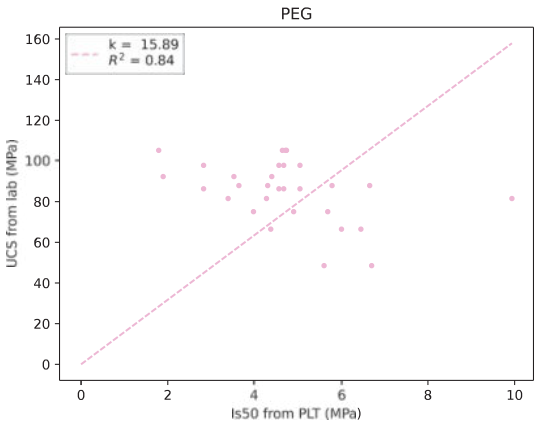
A Facteurs de conversion PLT en UCS

Les données utilisées pour déterminer les facteurs de conversion UCS-PLT (k) sont présentées dans les figures ci-dessous, ainsi que les paramètres de régression linéaire qui en résultent, où k correspond à la pente.









Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

B Projections stéréographiques

Les figures 64 à 77 présentent les projections stéréographiques (hémisphère inférieur) des pôles des discontinuités étudiées et les ensembles de joints interprétés pour chacun des domaines géomécaniques dans la roche fraîche de la mine à ciel ouvert. Il convient de noter que la correction de pondération de Terzaghi est appliquée dans toutes les figures.

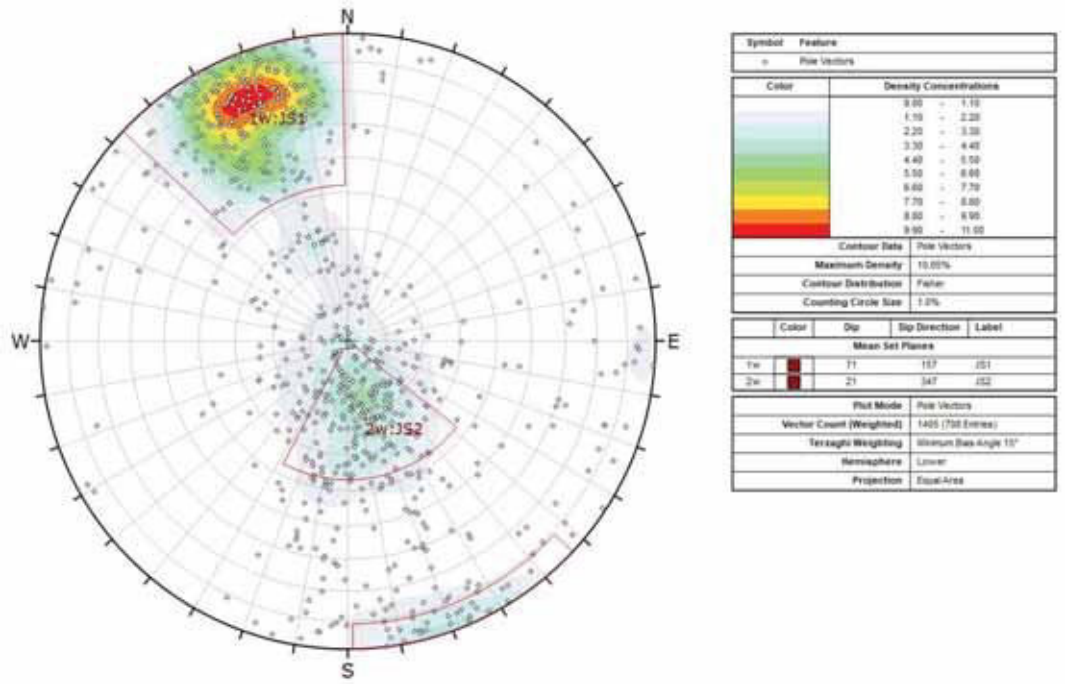


Figure 64. Projections stéréographiques des discontinuités GMD WAll-AMP dans l'amphibolite et ensembles de joints interprétés pour la zone ouest (paroi nord et paroi sud).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

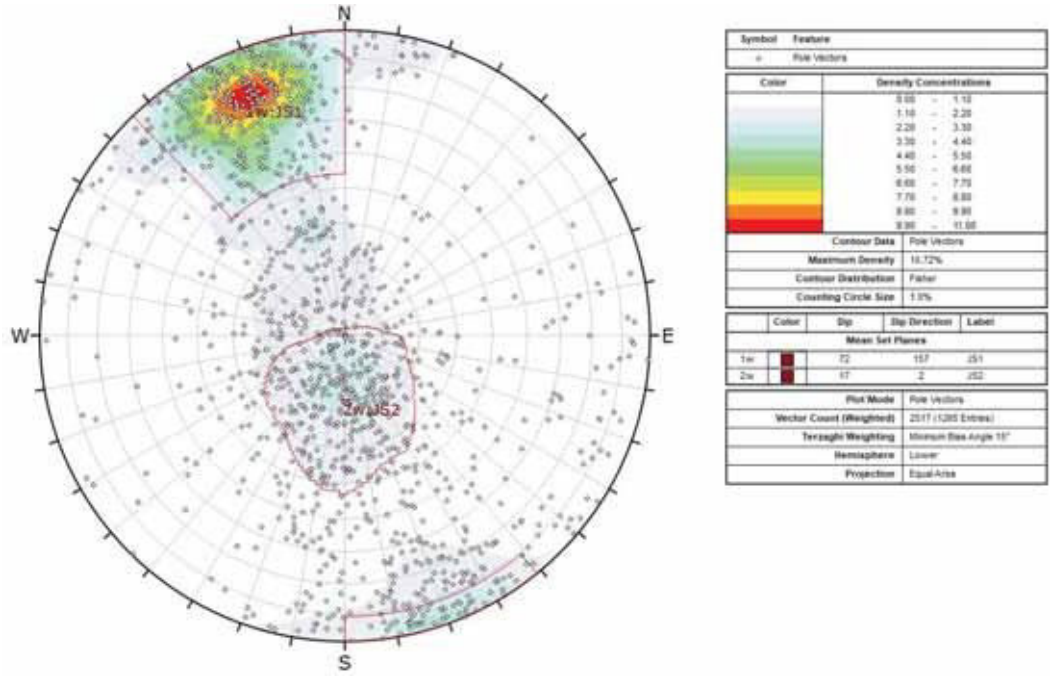


Figure 65. Projections stéréographiques des discontinuités GMD WW-APU dans toutes les lithologies pour la zone ouest (paroi ouest).

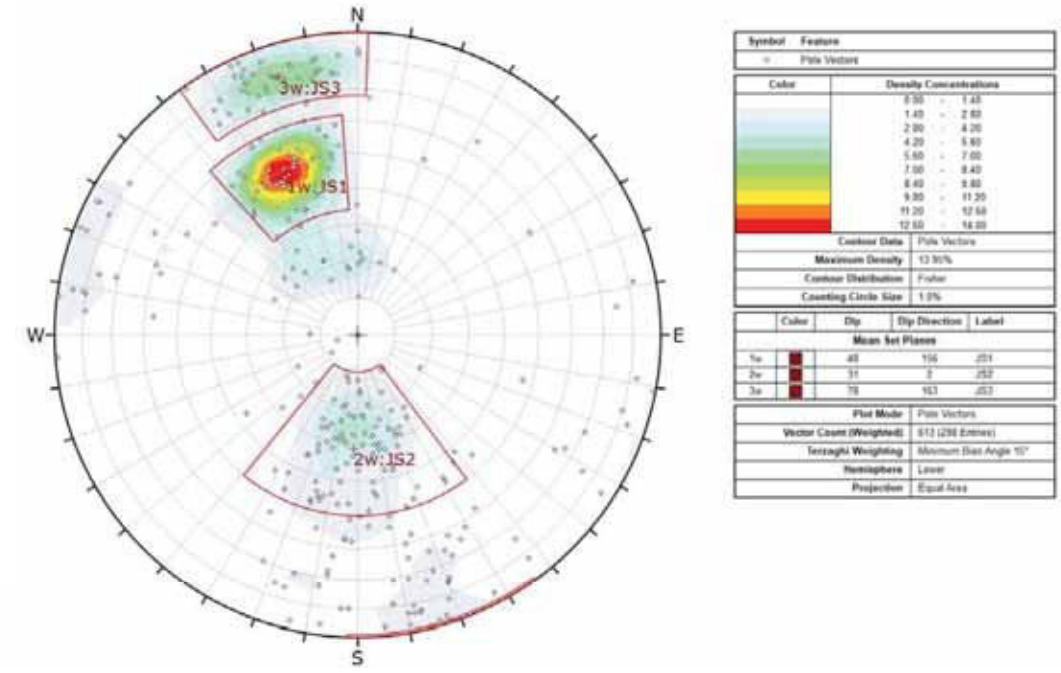


Figure 66. Projections stéréographiques des discontinuités GMD WS-META dans les métasédiments et ensembles de joints interprétés pour la zone ouest (paroi sud).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

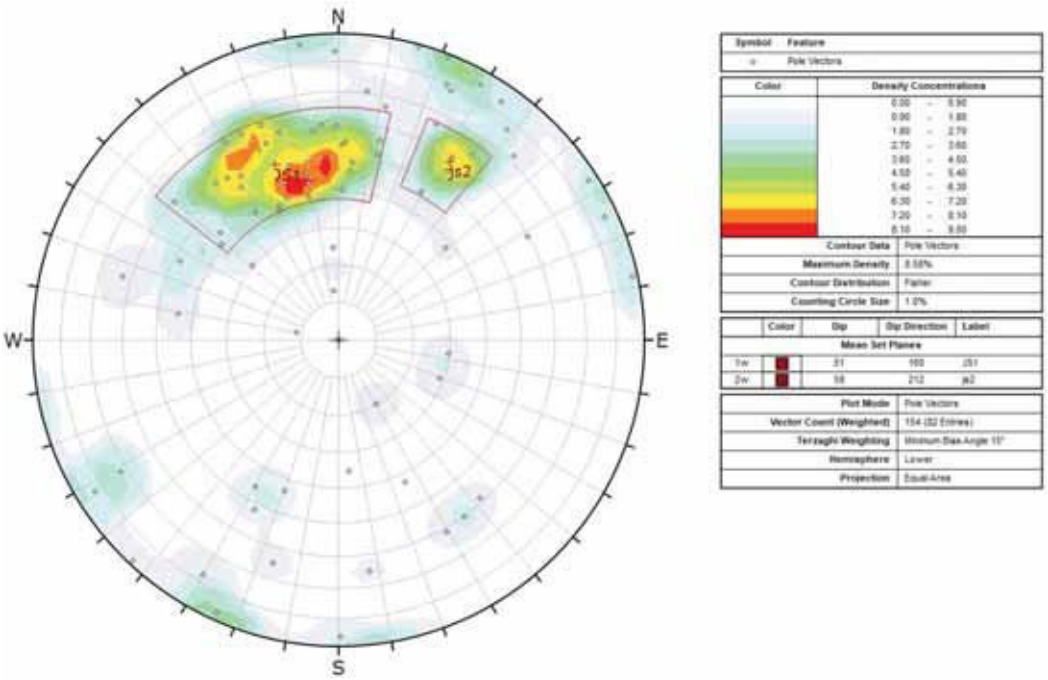


Figure 67. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CN-UMU dans les roches ultramafiques et les ensembles de joints interprétés pour la zone centrale (paroi nord).

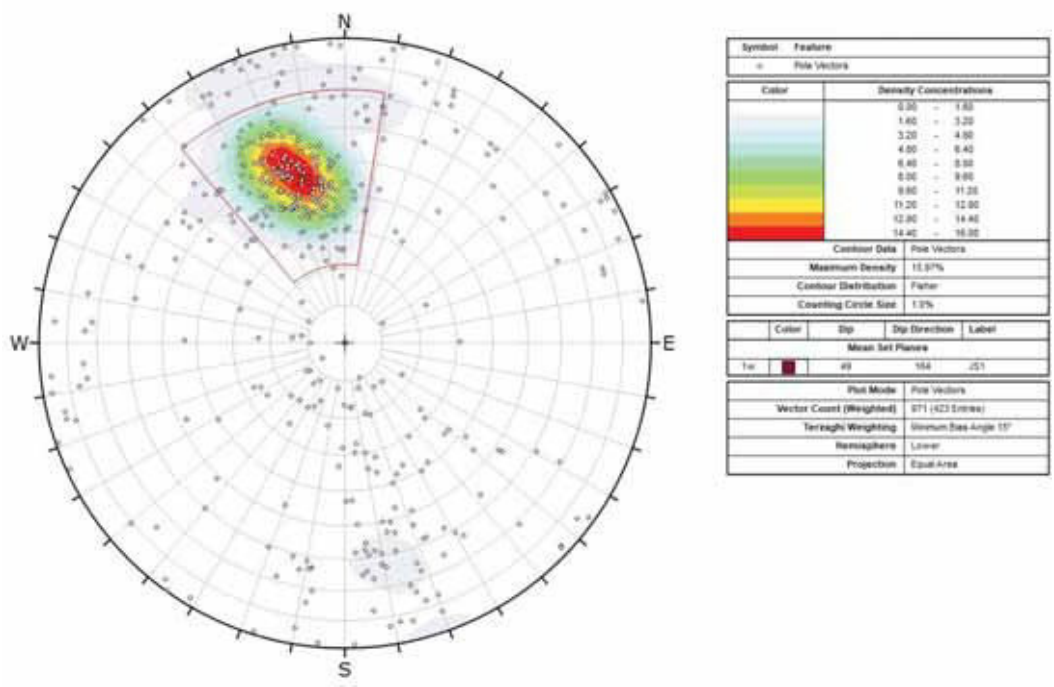


Figure 68. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CN-META dans les métasédiments et ensembles de joints interprétés pour la zone centrale (paroi nord).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

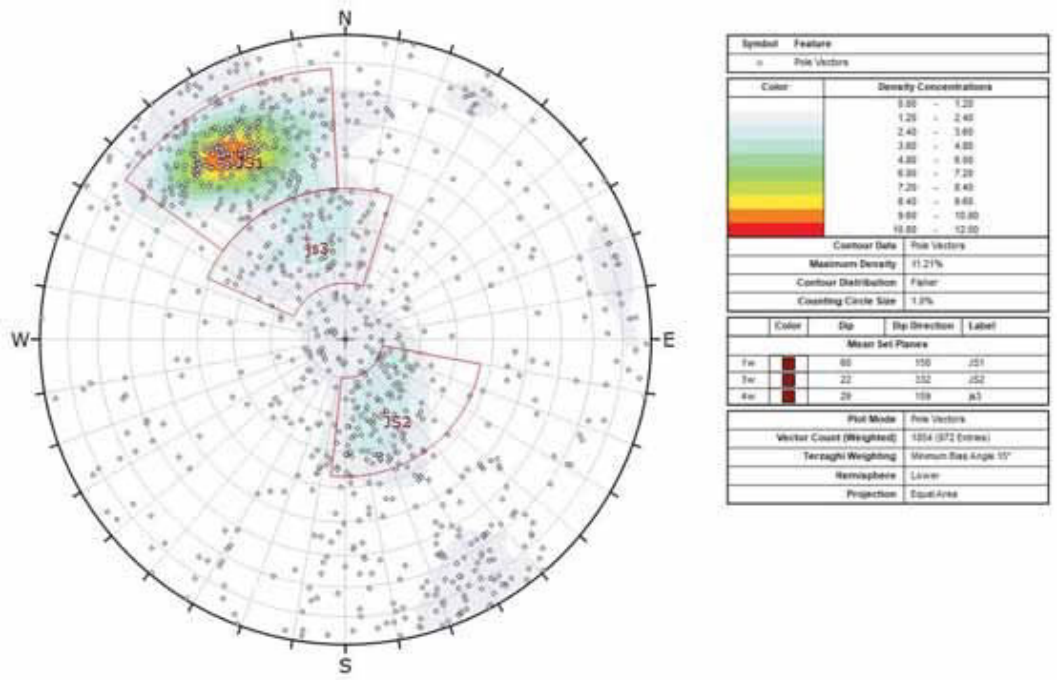


Figure 69. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CN-AMP dans l'amphibolite et ensembles de joints interprétés pour la zone centrale (paroi nord).

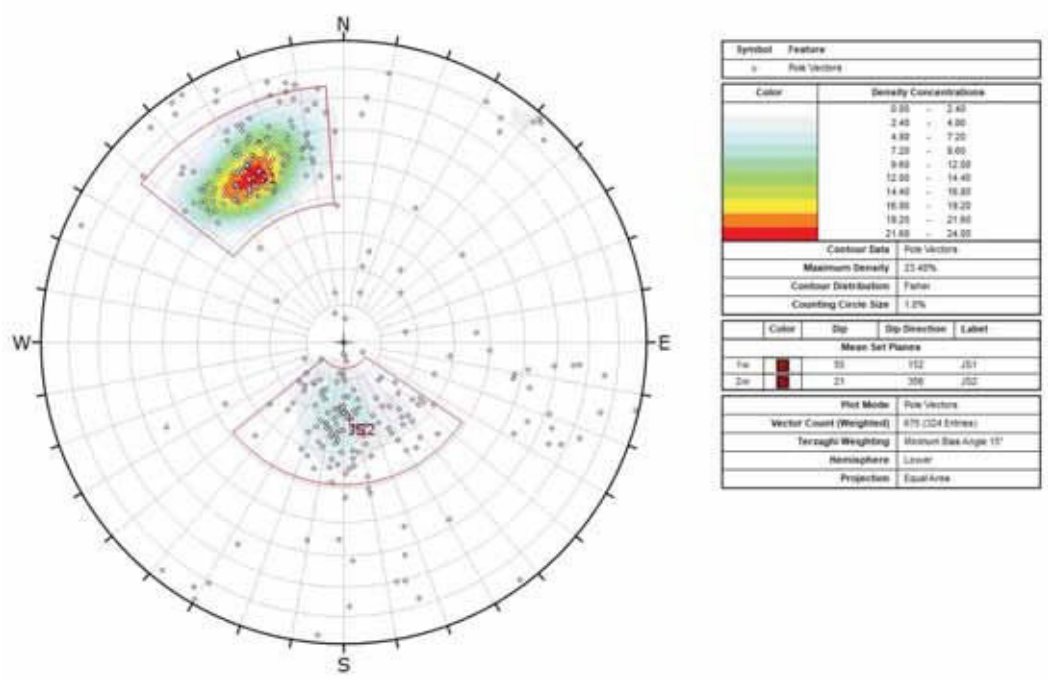


Figure 70. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CS-META dans les métasédiments et ensembles de joints interprétés pour la zone centrale (paroi sud).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

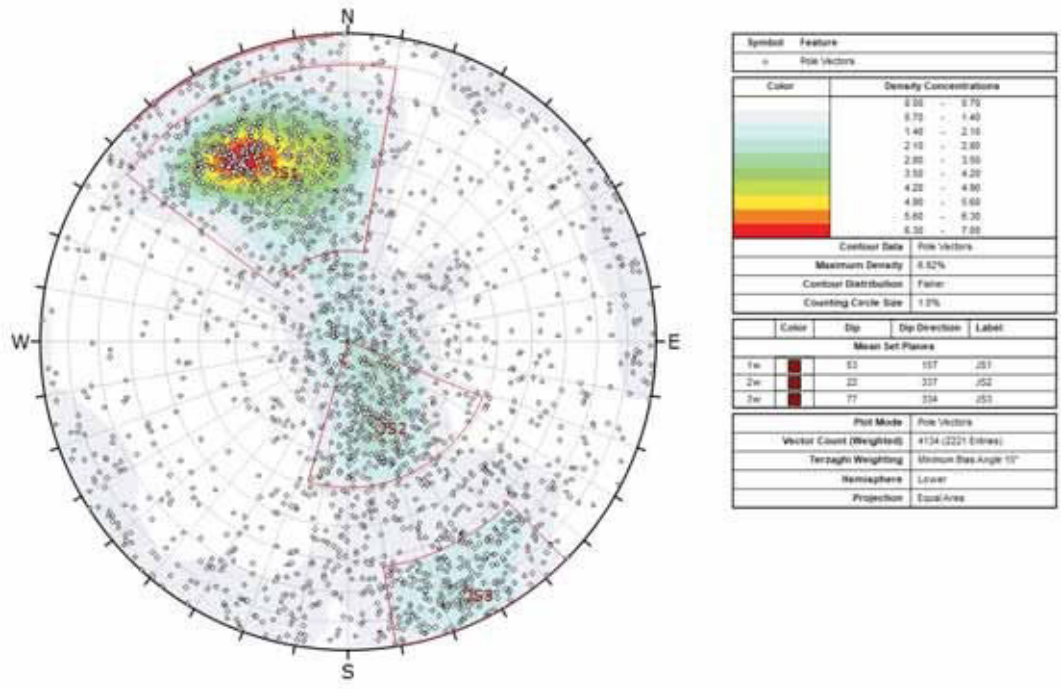


Figure 71. Projections stéréographiques des discontinuités GMD CS-AMP dans l'amphibolite et ensembles de joints interprétés pour la zone centrale (paroi sud).

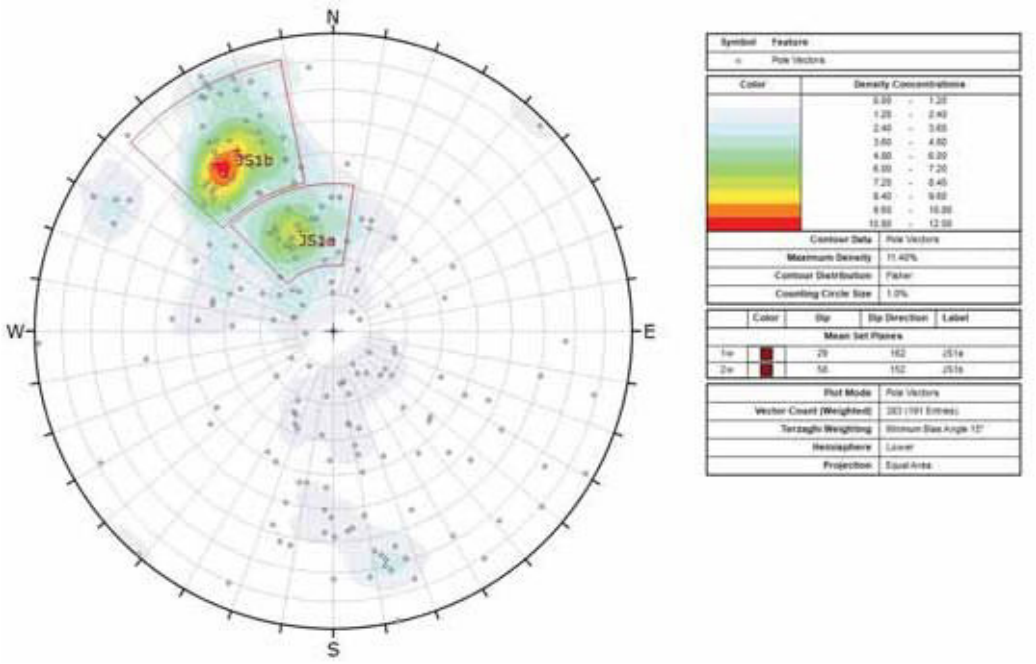


Figure 72. Projections stéréographiques des discontinuités GMD EN-UMU dans les roches ultramafiques et ensembles de joints interprétés pour la zone est (paroi nord).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

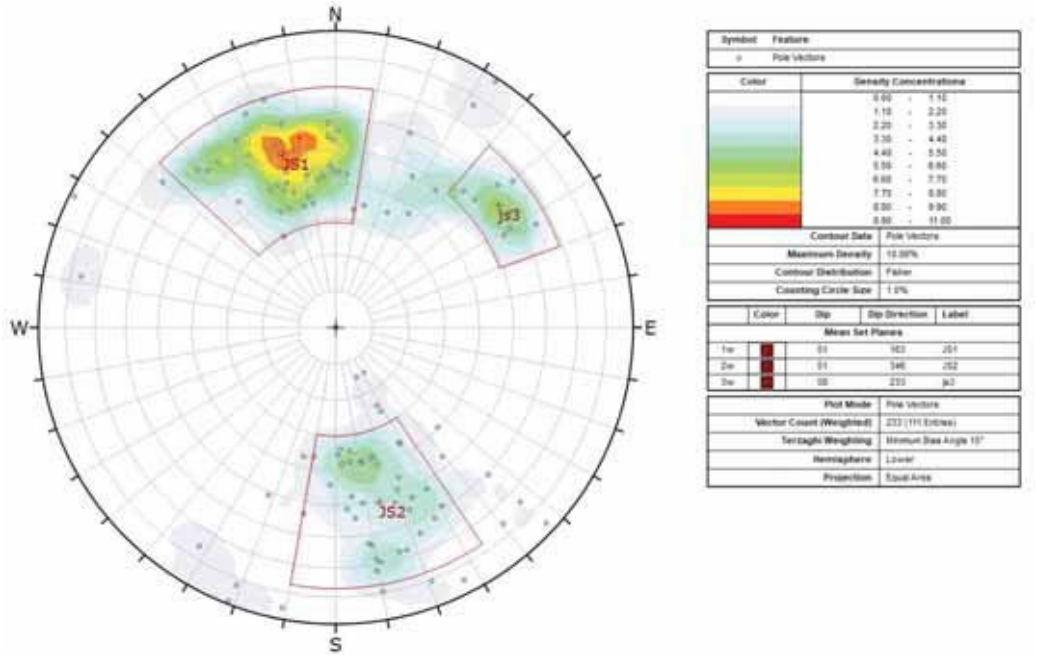


Figure 73. Projections stéréographiques des discontinuités GMD EN-META dans les métasédiments et ensembles de joints interprétés pour la zone est (paroi nord).

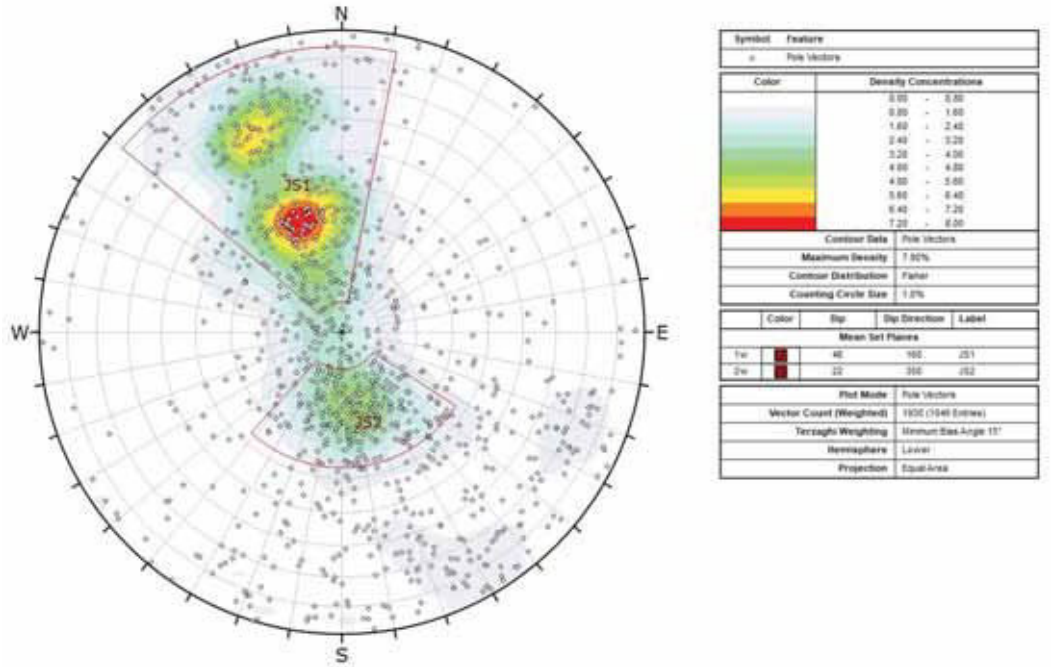


Figure 74. Projections stéréographiques des discontinuités GMD EE-AMPU dans toutes les lithologies pour la zone est (paroi est).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

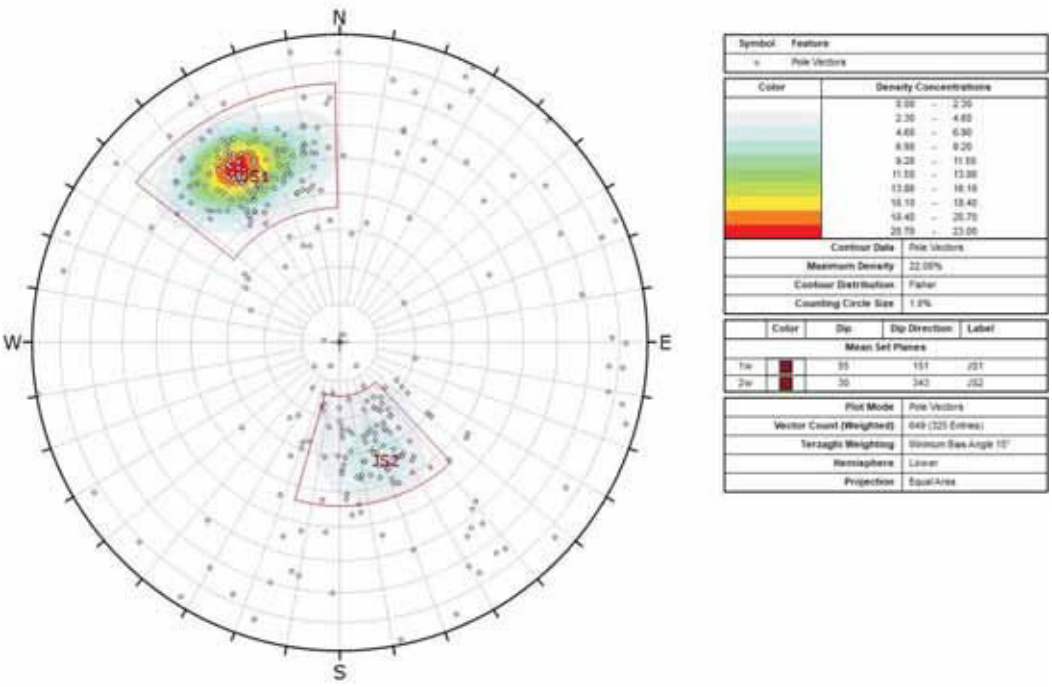


Figure 75. Projections stéréographiques des discontinuités GMD ES-META dans les métasédiments et ensembles de joints interprétés pour la zone est (paroi sud).

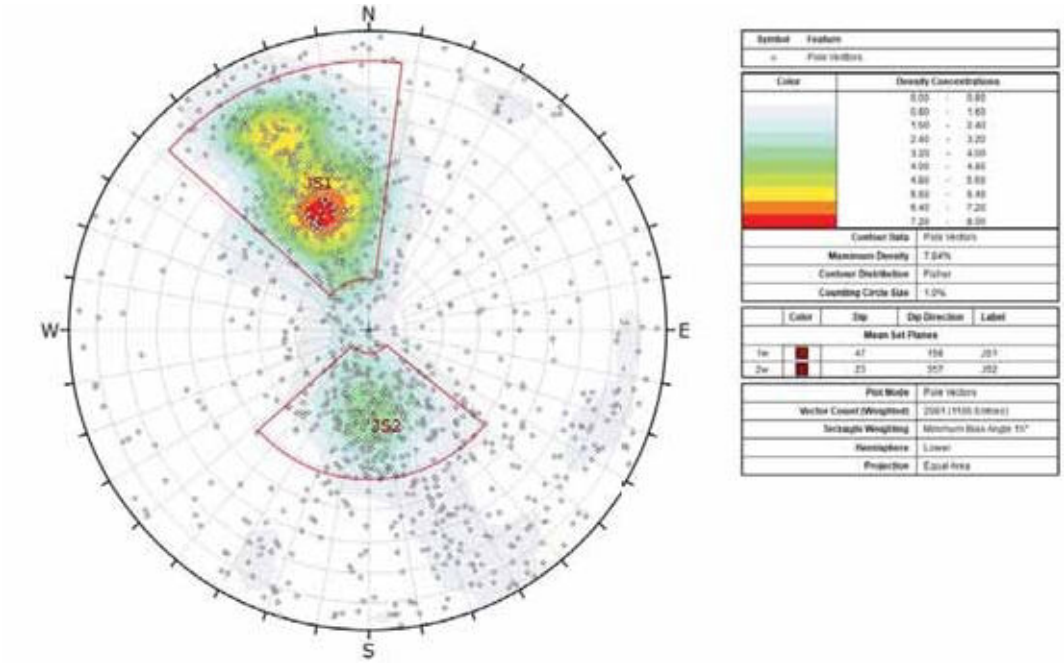


Figure 76. Projections stéréographiques des discontinuités GMD EAll-AMP dans l'amphibolite et ensembles de joints interprétés pour la zone est (paroi nord et paroi sud).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

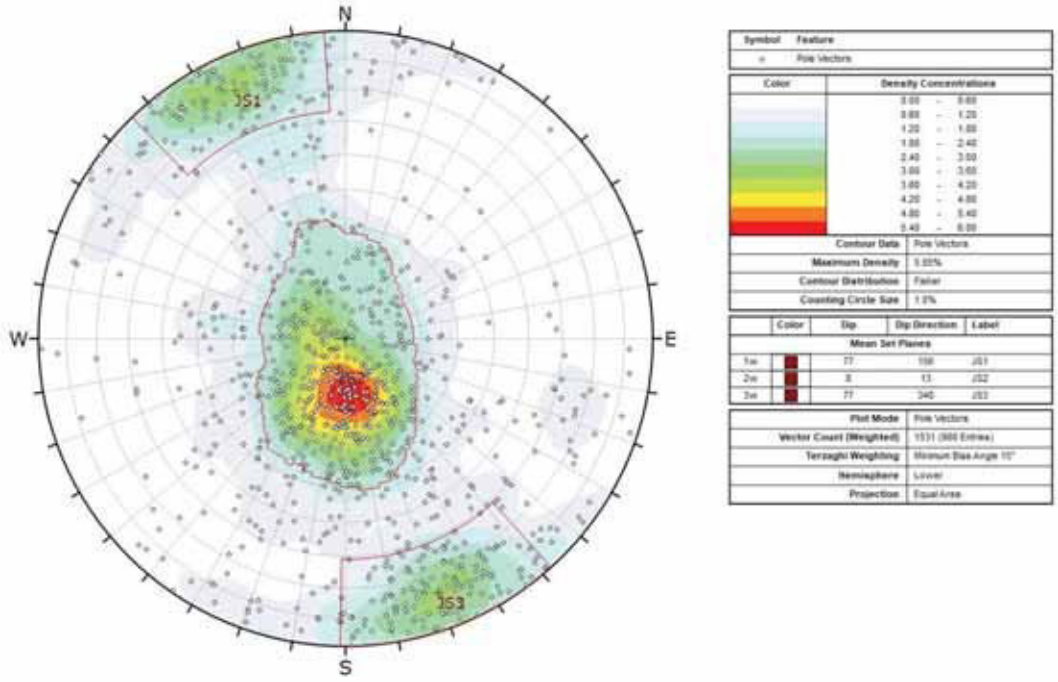


Figure 77. Projections stéréographiques des discontinuités GMD WCE-PEG dans la pegmatite et ensembles de joints interprétés pour les zones ouest, centrale et est.

Les figures 79 à 81 montrent les projections stéréographiques des discontinuités étudiées et des ensembles de joints interprétés. Il convient de noter que la correction de pondération de Terzaghi est appliquée dans toutes les figures.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

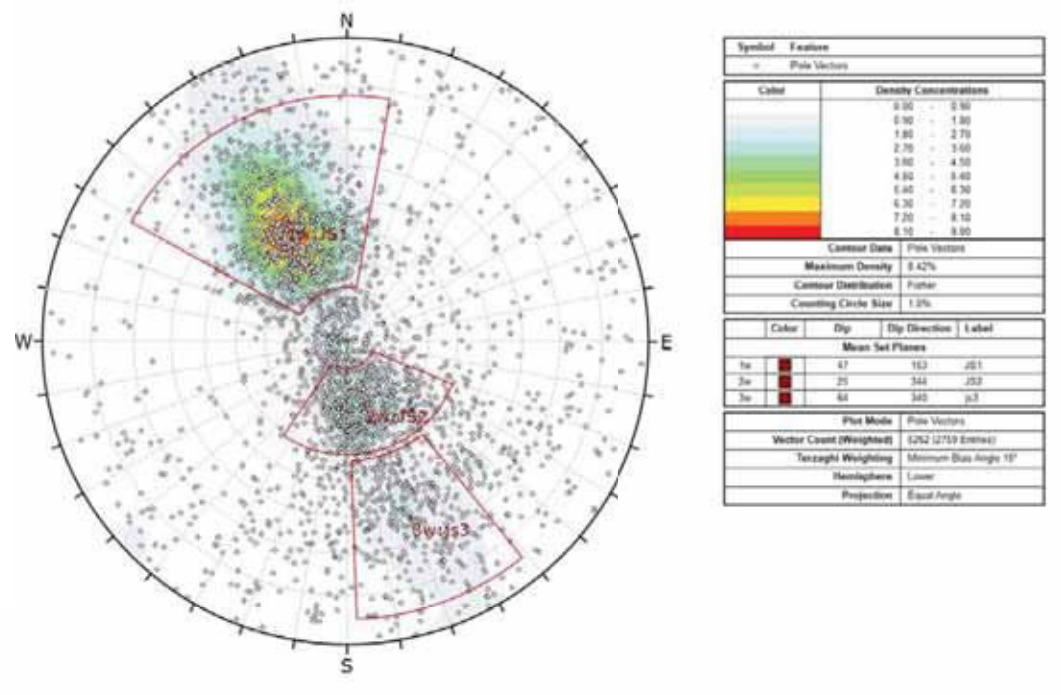


Figure 78. Projections stéréographiques des discontinuités dans l'amphibolite dans la zone de la mine souterraine et ensembles de joints interprétés.

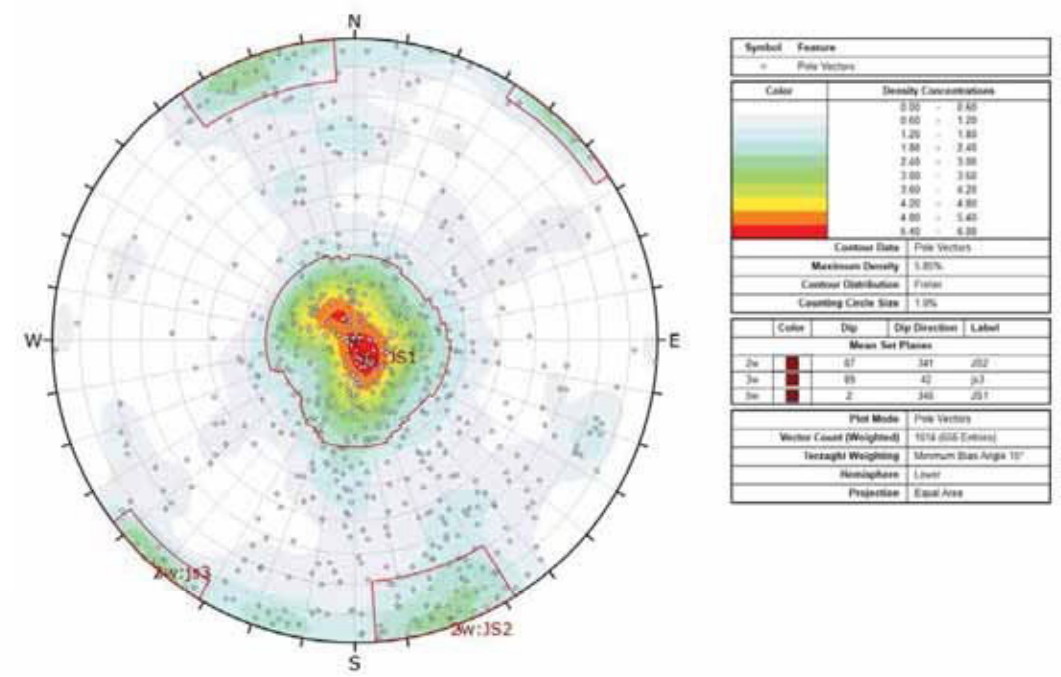


Figure 79. Projections stéréographiques des discontinuités dans la pegmatite dans la zone minière souterraine et ensembles de joints interprétés.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

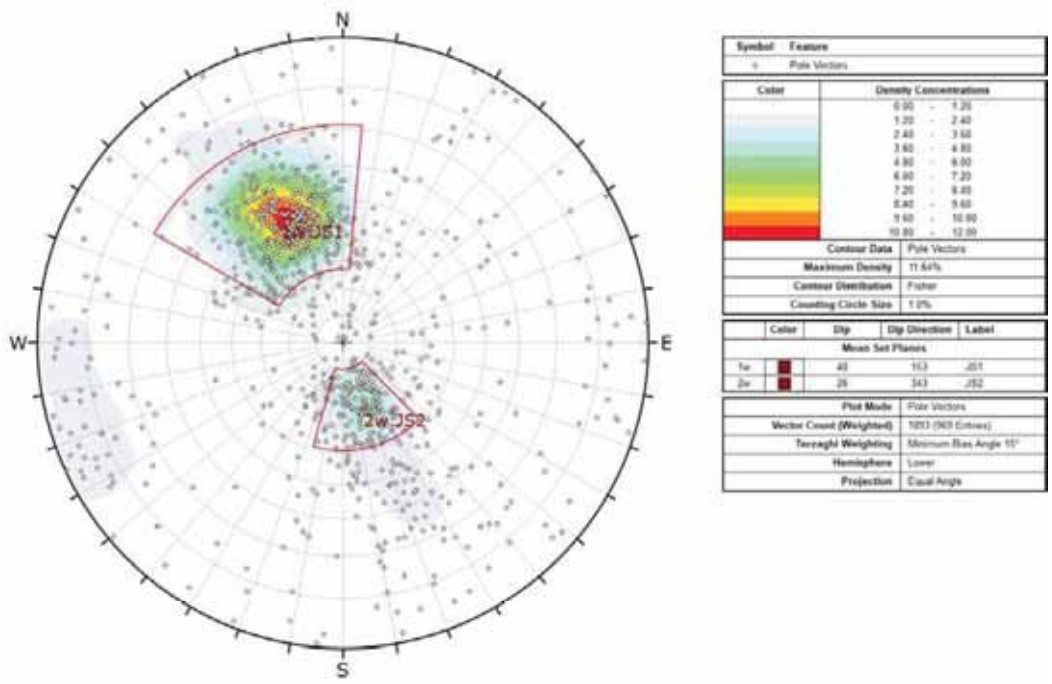


Figure 80. Projections stéréographiques des discontinuités dans les métasédiments de la zone minière souterraine et ensembles de joints interprétés.

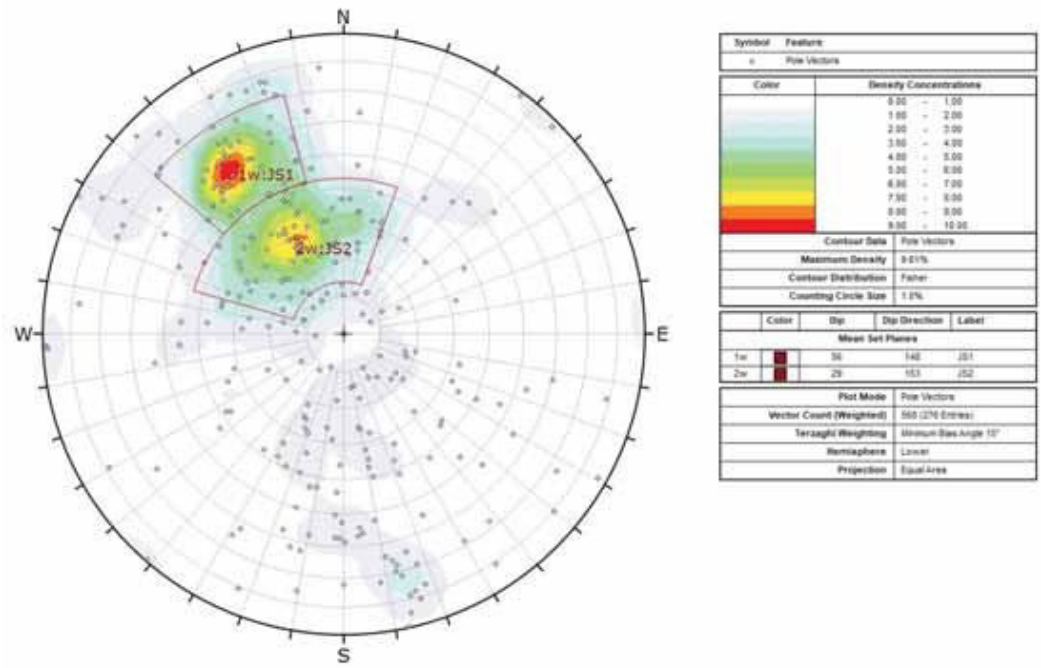


Figure 81. Projections stéréographiques des discontinuités dans les roches ultramafiques de la zone minière souterraine et ensembles de joints interprétés.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

C Caractérisation structurelle détaillée à ciel ouvert

Cette annexe présente la projection stéréographique (hémisphère inférieur) des pôles des discontinuités étudiées par lithologie pour chacune des huit (8) zones définies le long de la longueur de la fosse à des fins de caractérisation. Il convient de noter que certaines zones ne disposent pas de stéréogramme en raison du manque de données collectées dans ces zones ou de l'absence d'unité lithologique dans la zone.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

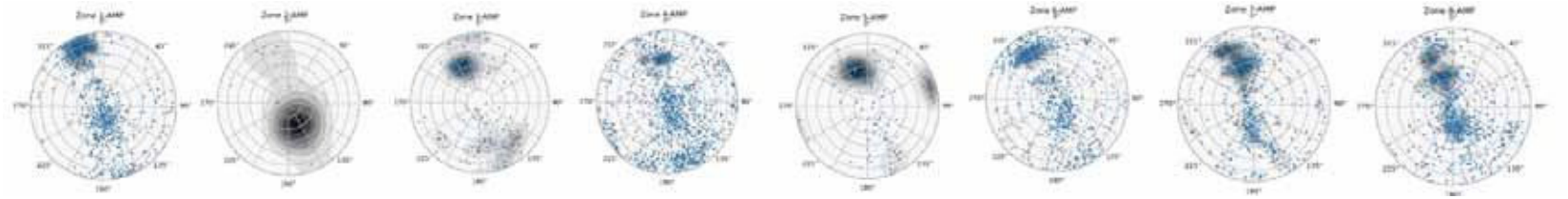


Figure 82. Réseau stéréographique pour les zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Amphibolite

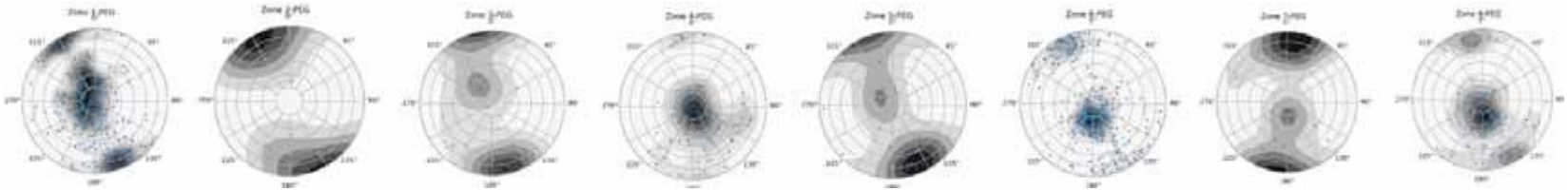


Figure 83 Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Pegmatite

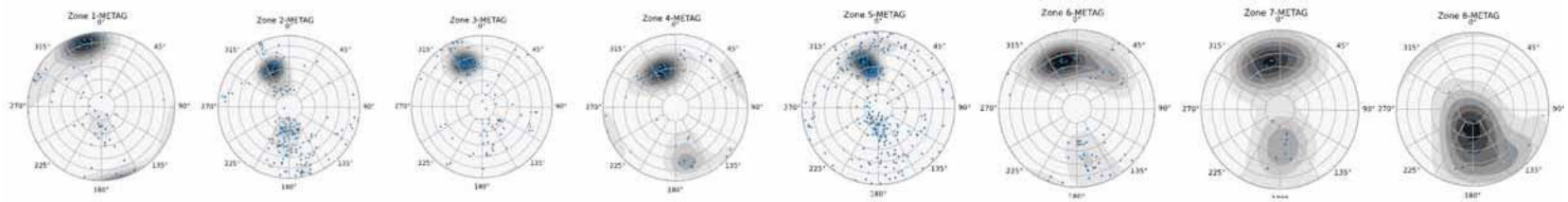


Figure 84. Stéréonet pour les zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Guyer)

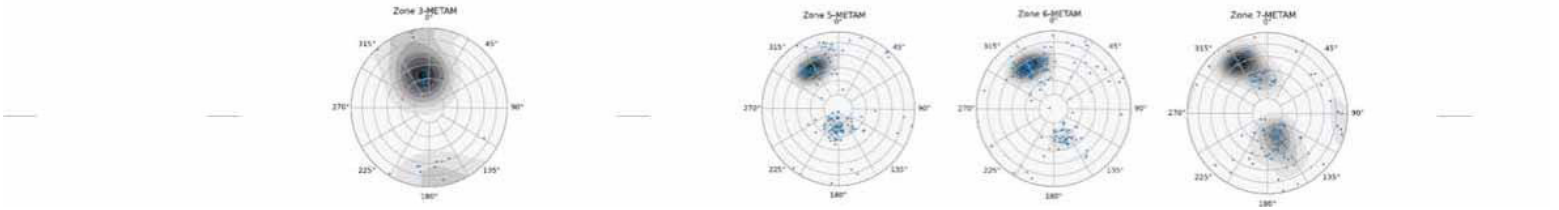


Figure 85. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Marbot)

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

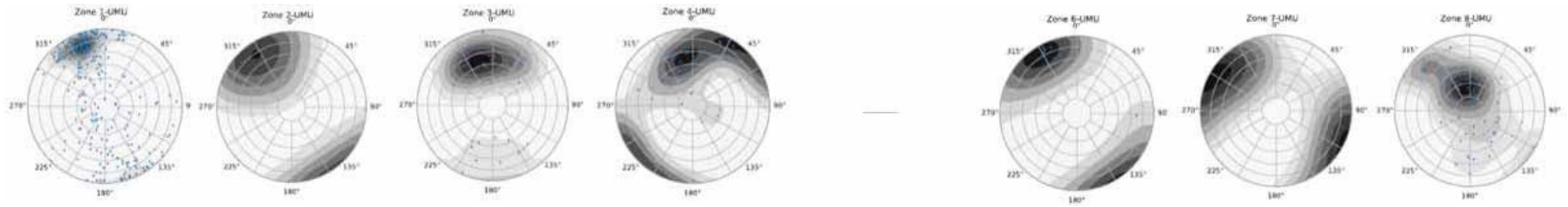


Figure 86. Stéréogramme des zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Ultramafique

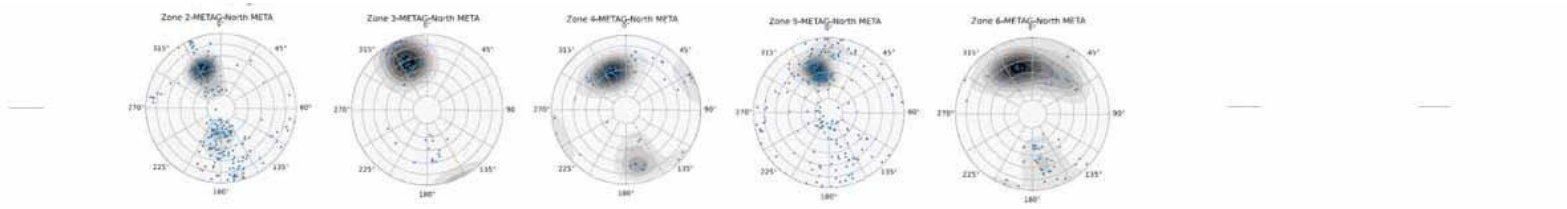


Figure 87. Stéréonet pour les zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Guyer) - Nord

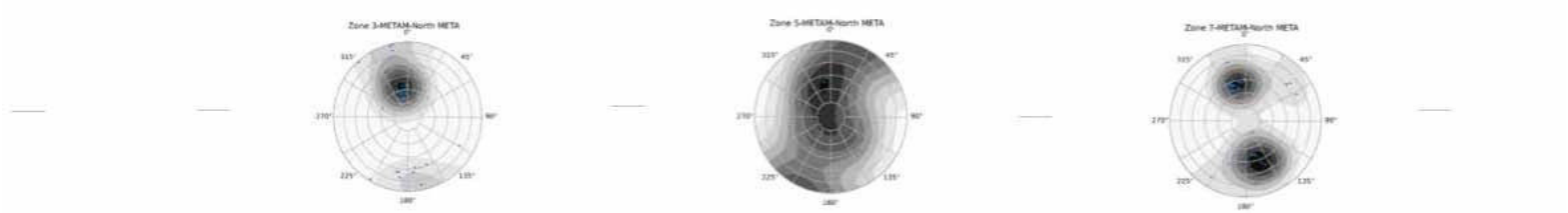


Figure 88. Stéréogramme pour les zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Marbot) - Nord

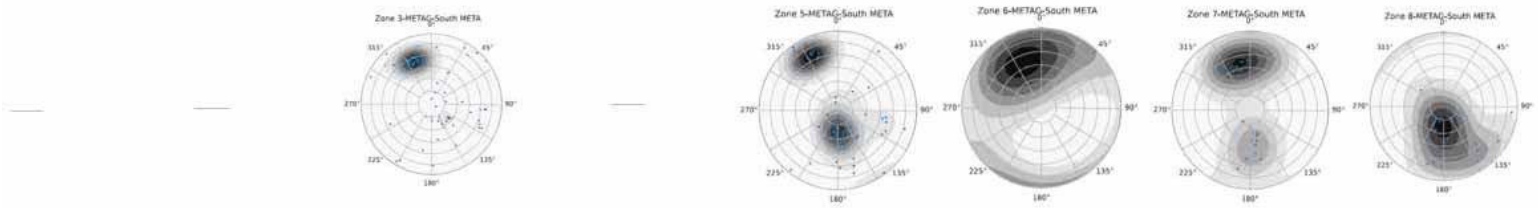


Figure 89. Stéréogramme pour les zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Guyer) - Sud

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

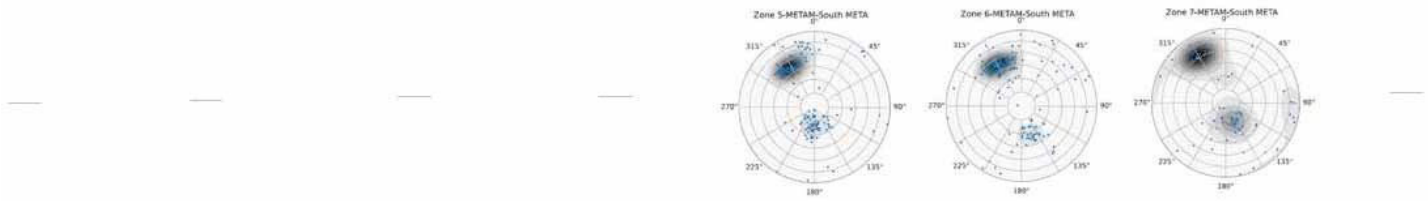


Figure 90. Stéréonet pour les zones 1 à 8 de la mine à ciel ouvert - Métasédiments (Marbot) - Sud

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

D Directives relatives à la mine à ciel ouvert – Mise à jour 2025

En mars 2025, la conception de la mine à ciel ouvert a été optimisée d'un point de vue économique, comme le montre la figure 91, ce qui a entraîné une modification des affleurements lithologiques le long des parois finales de la mine (figure 92). Dans cette configuration mise à jour, la partie ouest de la mine est plus étroite et comprend désormais environ quatre à cinq gradins en hauteur. La géométrie des parois a également évolué, passant d'une configuration précédemment droite à un profil ondulé plus optimisé.

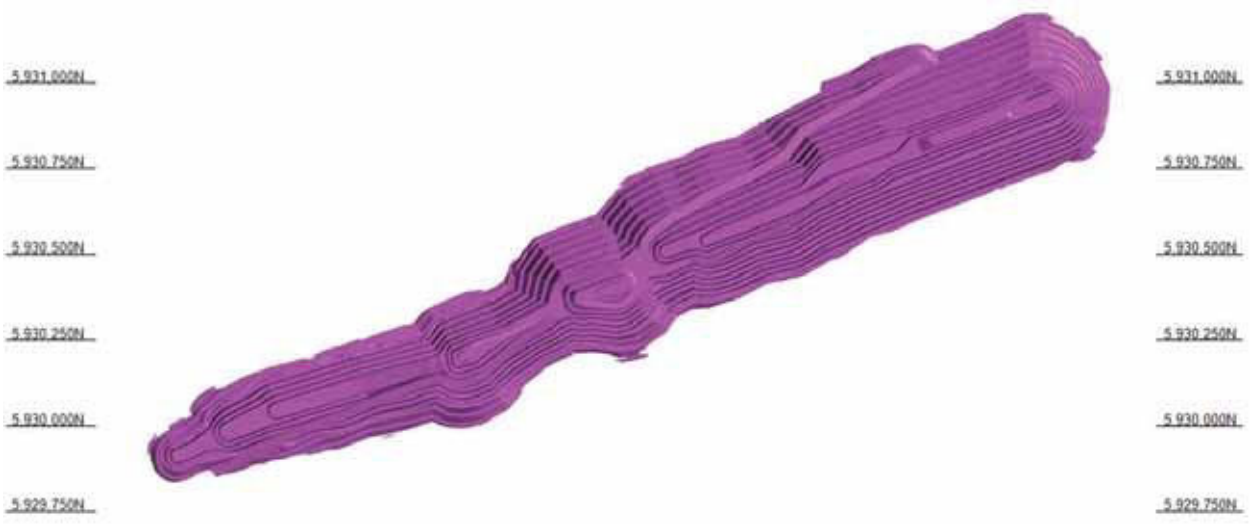
Cette géométrie ondulée introduit des segments convexes locaux le long de la paroi de la fosse. Ces convexités peuvent réduire le confinement de la masse rocheuse et augmenter le risque d'instabilité par rapport aux géométries planes ou concaves. De plus, ces nouvelles orientations de la paroi exposent localement des lithologies dans des directions qui n'avaient pas été analysées auparavant.

Malgré ces changements, l'impact global sur les performances de la paroi devrait rester limité, car la courbure est localisée et ne s'étend pas de manière continue le long du périmètre de la fosse. D'un point de vue opérationnel, on prévoit que le profil de la paroi telle qu'elle sera exploitée sera plus lisse et moins ondulé que la représentation de la conception, ce qui facilitera le fonctionnement des équipements et réduira les effets géométriques localisés.

Compte tenu de ces considérations, la géométrie proposée pour les parois devrait être réévaluée lors de l'ingénierie détaillée afin de confirmer sa faisabilité géotechnique et de s'assurer que les contraintes opérationnelles et les exigences de stabilité sont correctement prises en compte.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



(a) Vue en plan.



(b) Vue latérale depuis le sud-est.

Figure 91. Conception FS à ciel ouvert fournie par GMS en mars 2025.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Les directives de conception ont été mises à jour pour les secteurs de la fosse, comme le montrent la figure 92 et le tableau 69, qui présentent les directives de conception des pentes pour chaque secteur de la fosse. Ces directives comprennent un (1) secteur pour le domaine des morts-terrains et dix (10) secteurs pour le domaine des roches fraîches.

En raison de la bonne qualité générale et de la résistance de la roche fraîche, la stabilité des pentes devrait être contrôlée principalement par les caractéristiques structurelles plutôt que par la résistance de la masse rocheuse. Toutefois, une attention particulière doit être accordée aux zones de la fosse où l'UMU est exposée, car la conception actuelle de l'étude de faisabilité entraîne une exposition localisée de ce type de roche. Les conceptions futures devraient viser à minimiser l'exposition de l'UMU, soit en exploitant ces zones, soit en évitant complètement les secteurs d'UMU. En outre, il est recommandé de prévoir des bermes géotechniques de 16 m de large autour du milieu des pentes rocheuses d'au moins 160 m de haut afin de réduire l'angle global des pentes et d'offrir une marge de manœuvre supplémentaire pour la conception.

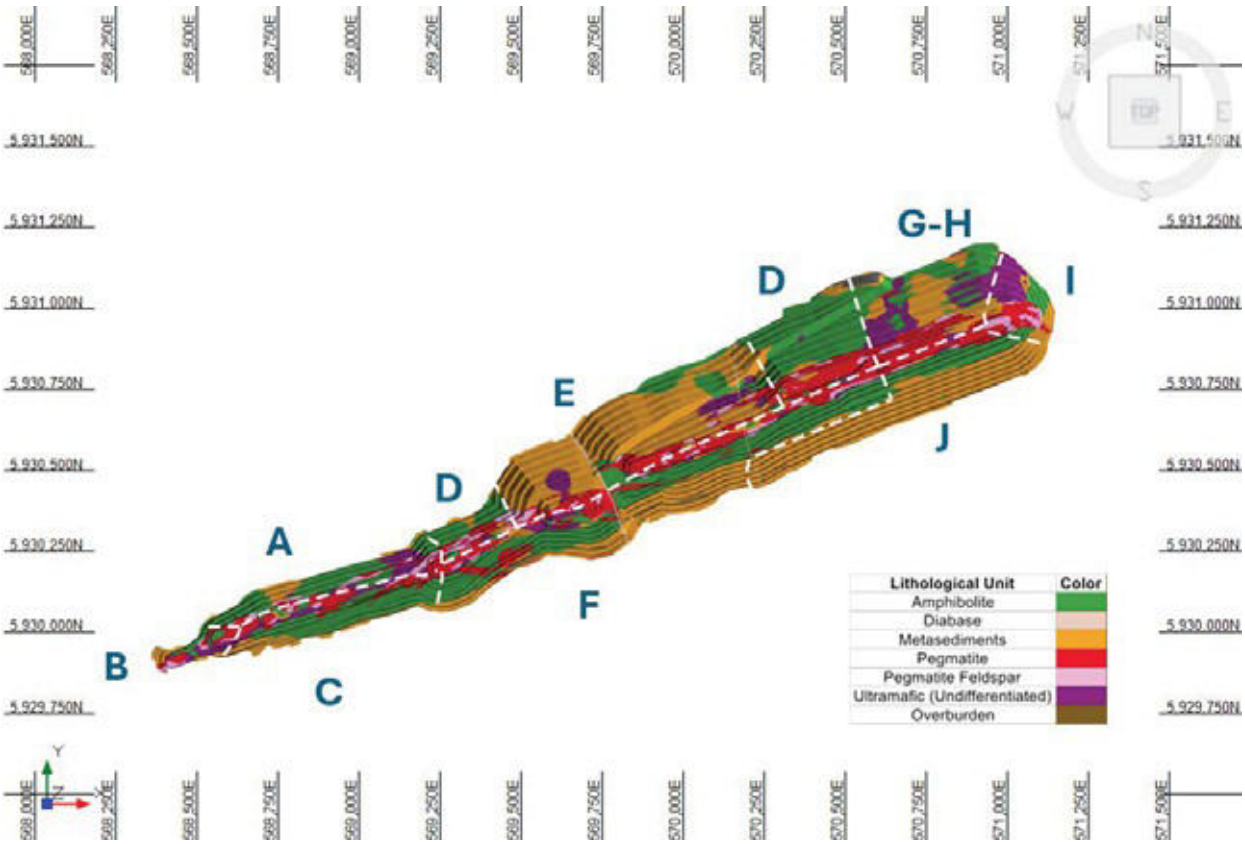


Figure 92. Secteurs à ciel ouvert basés sur la conception de la fosse de mars 2025.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 69. Directives de conception des pentes à ciel ouvert.

Secteur	GTD/GMD	Critères FS recommandés					Berme géotechnique
		BH (m)	**BW** (m)	**BFA** (°)	**IRA** (°)	**DD** (°)	
1	OVB	< 25	0,0	36	36	N/A	10 m entre les morts-terrains et la roche
A	WAll-AMP	20	10,5	68	47	130–200	Au milieu du mur si H > 160 m. Largeur = 16 m (total)
B	WW-APU	20	8,5	75	55	005–130	
C	WAll-AMP, WS-META	20	11,0	75	51	340–005	
D	CN-AMP	20	8,5	59	44	150–165	
E	CN-META, CN-UMU	20	8,5	50	38	140–155	
F	CS-AMP, CS-META	20	11,0	75	51	330–350	
G	EAll-AMP, EN-META	20	8,5	47	36	165–180	
H	EN-UMU	20	8,5	40	32	165–180	
I	EE-AMPU	20	8,5	75	55	180–310	
J	EAll-AMP, ES-AMP	20	12,0	75	49	310–335	

Codes GTD BH Hauteur du banc, BW Largeur du banc, BFA Angle de la face du banc, IRA Angle entre les rampes, DD Plage de direction de la descente, H Hauteur, Domaine géotechnique, GMD Domaine géomécanique.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E Évaluations détaillées à l'échelle du banc d'essai

Les résultats des analyses à l'échelle du banc obtenus à l'aide de l'approche géomécanique fondée sur les risques sont présentés pour chaque secteur de la fosse dans la série de figures 93 à 107. Les paramètres de conception optimisés sont présentés dans les tableaux 70 à 84. La configuration finale adoptée pour le banc peut différer des résultats optimisés en raison de la normalisation. Il convient de noter que les directives de conception sont également fondées sur des jugements techniques, des hypothèses et l'expérience.

E.1 Secteur A – AMP, mur nord – zone ouest

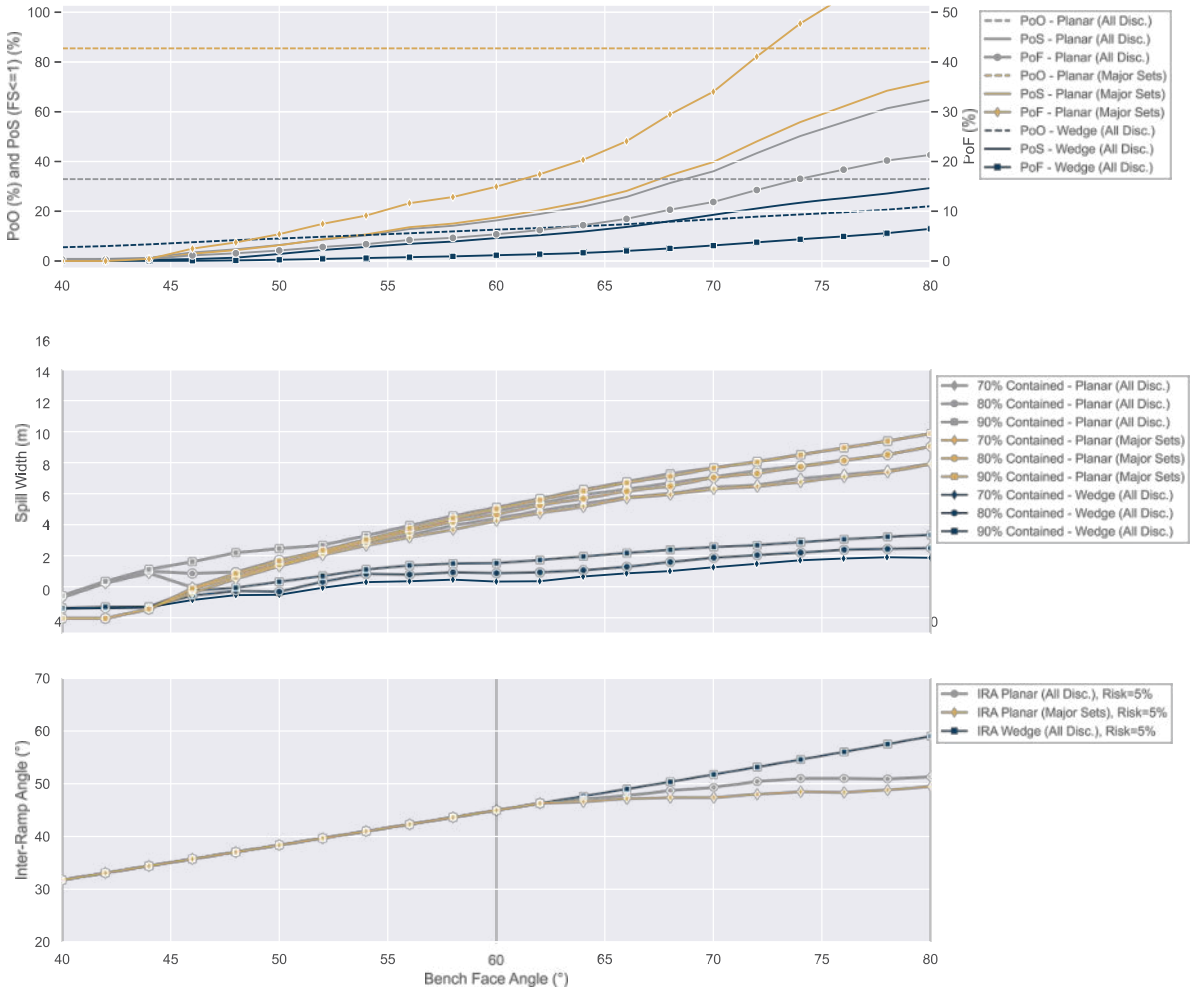


Figure 93. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur A (AMP).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 70. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur A (AMP)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	85,5
	PoS	31,3
	PoF	29,5
Wedge	PoO	15,8
	PoS	16,0
	PoF	2,5
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan et largeur minimale du banc
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		68
Confinement du déversement (% confiné, largeur) [3]		85 %, 9,0 m
Largeur du banc (BW)		10,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 9,0 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		47

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles principaux.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan, soit à partir d'un glissement en coin.

Pour le secteur A dans l'amphibolite, un seul ensemble de discontinuités majeures (JS1) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. L'ensemble de joints JS1 est principalement composé de foliations, de joints ouverts et fermés, et présente un espacement moyen de 2,3 m entre les joints. Le glissement en coin n'a pas été identifié comme un facteur limitant pour ce secteur et cette lithologie. Le choix du BFA est donc basé sur le PoF plan, et le banc de retenue a été ajusté pour retenir 85 % de la longueur du déversement. Avec ces paramètres, le risque évalué (équation 28) est de 4,4 %.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.2 Secteur B – AMP, PEG, UMU, West Wall – Zone ouest.

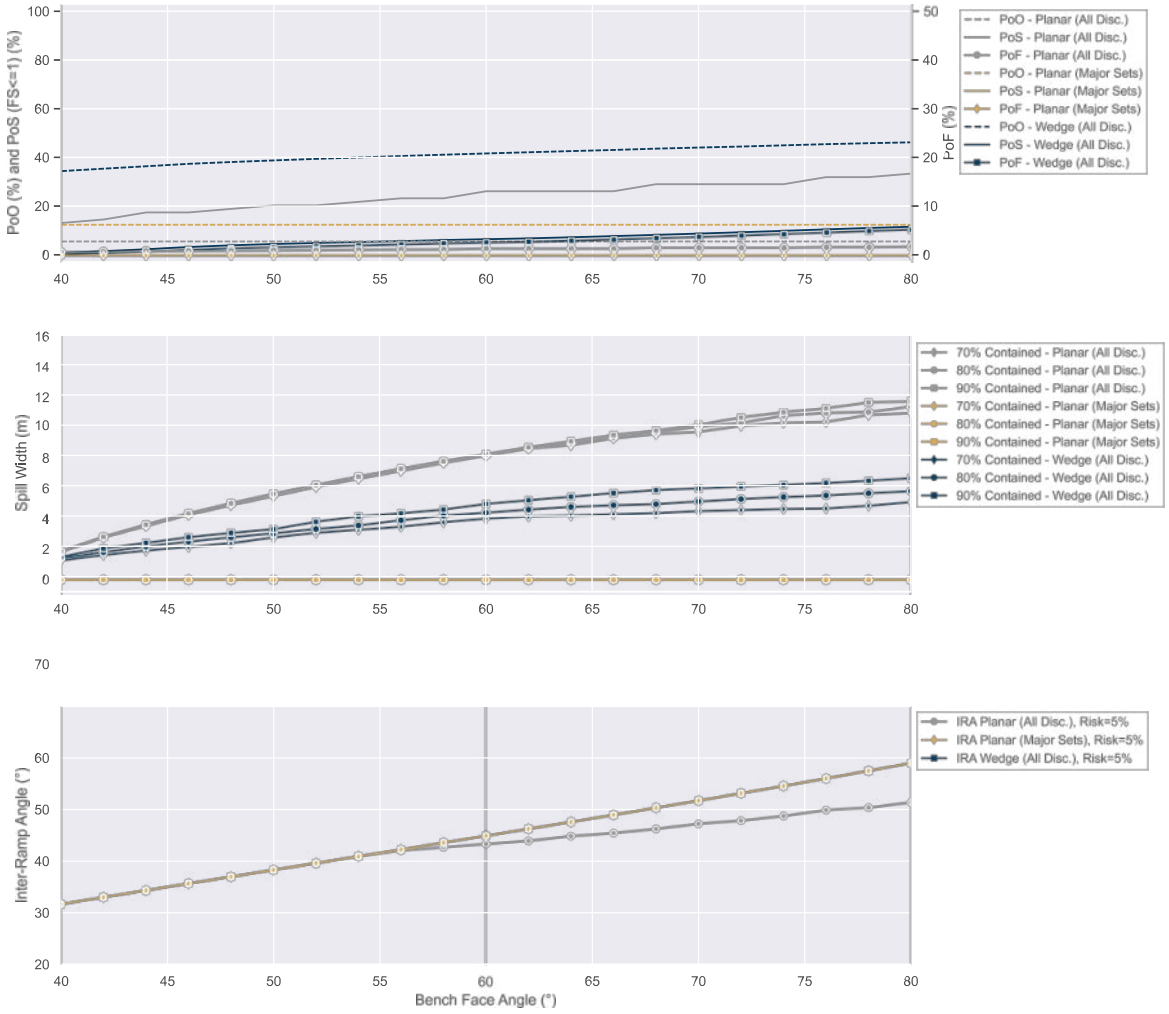


Figure 94. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur B (AMP, PEG, UMU).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 71. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur B (AMP, PEG, UMU)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planar [2]	PoO	12,3 %
	PoS	0,0
	PoF	0,0
Wedge	PoO	45,1
	PoS	10,1
	PoF	4,6
Contraintes de conception		
Limitation		BFA max.
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		75
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		70 %, 4,7 m
Largeur du banc (BW)		8,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 4,7 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		55

Remarques [1] Probabilités données pour le BFA sélectionné.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles principaux.
[3] Basées sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, à partir d'un glissement plan ou en coin.

Pour le secteur B, dans les lithologies intercalées exposées sur la paroi, à savoir l'amphibolite, la pegmatite et l'ultramafique, aucun ensemble de discontinuités étudié ne devrait poser de problème du point de vue du glissement plan. Étant donné que le glissement en coin n'a pas non plus été identifié comme un facteur limitant dans ce secteur, l'angle de la face de la plate-forme recommandé est égal à l'angle maximal autorisé, soit 75°.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.3 Secteur C-1 – AMP, paroi sud – zone ouest.

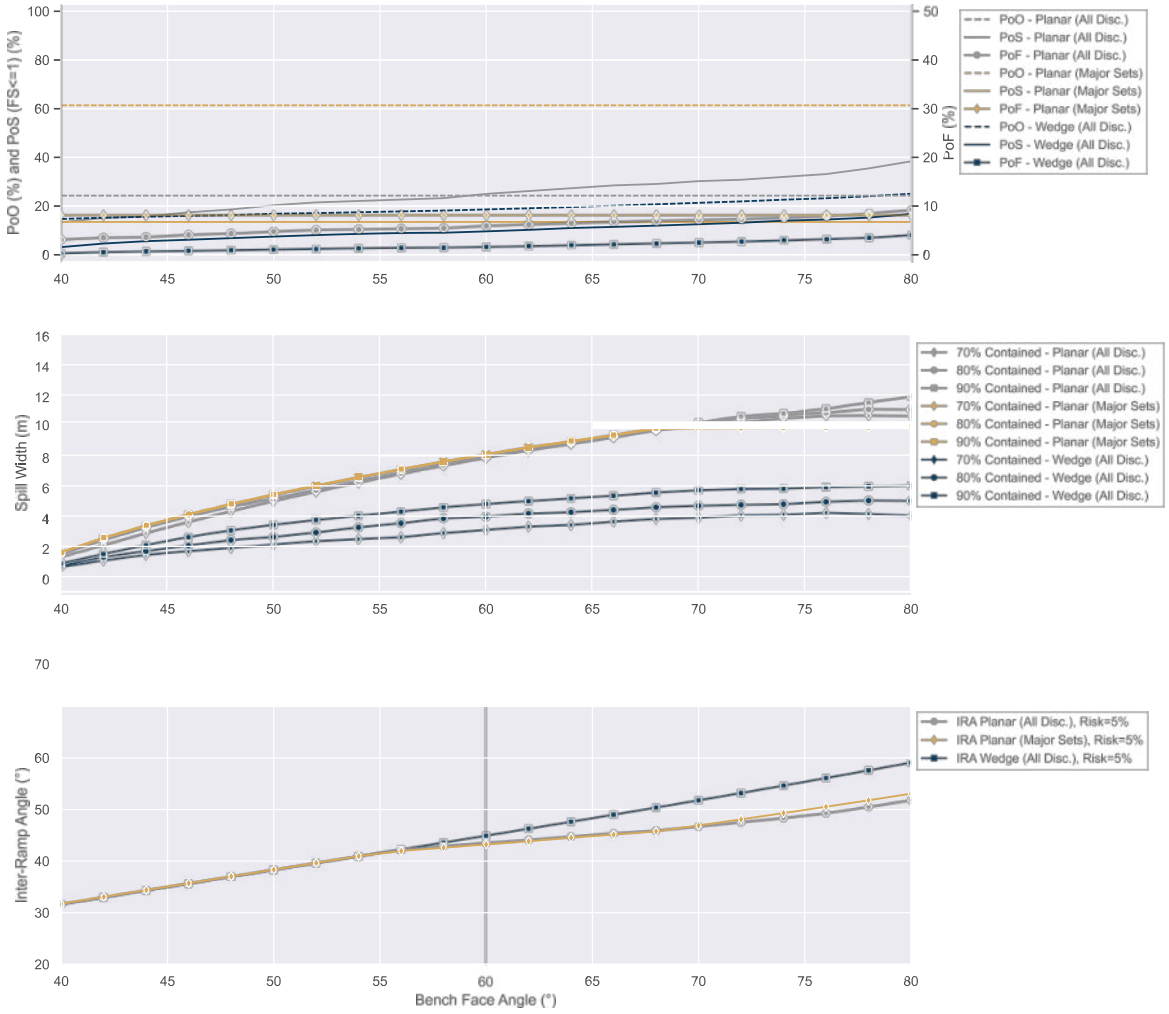


Figure 95. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur C-1 (AMP).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 72. Paramètres d'optimisation de la conception des gradins – Secteur C-1 (AMP)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	61,4
	PoS	13,5
	PoF	8,3
Wedge	PoO	22,9
	PoS	14,2
	PoF	3,3
Contraintes de conception		
Limitation minimale du banc		Largeur maximale du BFA et largeur
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		75
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		70 %, 10,0 m
Largeur du banc (BW)		11,5 m[4] *de max(8,5 ; 10,0 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		50°[4]

Remarques [1] Probabilités données pour le BFA sélectionné.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles majeurs.
[3] Basées sur la longueur maximale de déversement au BFA sélectionné, à partir d'un glissement plan ou en coin.
[4] Avant normalisation.

Pour le secteur C-1, dans l'amphibolite, un ensemble de discontinuités (JS2) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. L'ensemble de joints JS2 est principalement composé de joints ouverts et fermés et présente un espacement moyen de 4,86 m. Le glissement en coin n'a pas été identifié comme limitant pour ce secteur et cette lithologie. En raison de l'espacement relativement élevé des joints et afin de normaliser la mise en œuvre des lignes directrices, une largeur de banc de 11 m est recommandée pour ce secteur au lieu de 11,5 m, ce qui donne un IRA de 51° pour ce secteur.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.4 Secteur C-2 – META, mur sud – zone ouest.

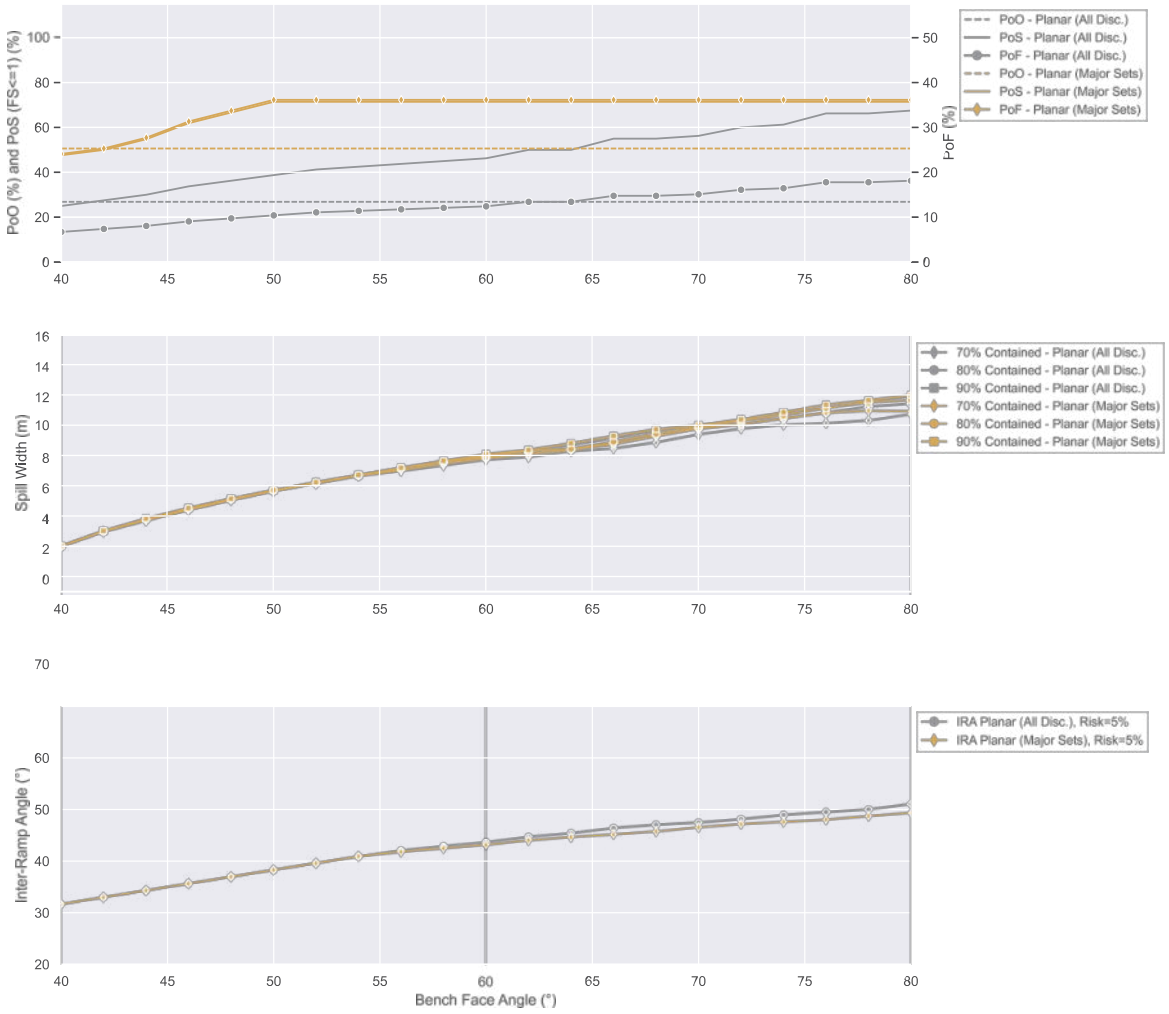


Figure 96. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur C-2 (META).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 73. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur C-2 (META)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	50,6
	PoS	71,4
	PoF	36,1
Wedge	PoO	–
	PoS	–
	PoF	–
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan et largeur minimale du banc
Résultats de conception		
Angle de face de banc (BFA)		75
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		90 %, 11,0 m
Largeur du banc (BW)		12,5 m[4] *de max(8,5 ; 11,0 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		48°[4]

Remarques [1] Probabilités données pour le BFA sélectionné.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles principaux.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan, soit à partir d'un glissement en coin.
[4] Avant la normalisation.

Pour le secteur C-2, dans les métasédiments, un ensemble de discontinuités (JS2) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. L'ensemble de joints JS2 est principalement composé de joints ouverts et fermés et présente un espacement moyen de 3,90 m. Un PoF de 36 % est atteint à un BFA de 75°, ce qui est légèrement supérieur à l'objectif de 30 %. Cependant, comme le montre la figure 96, le PoF atteint 30 % à 45° et reste à 36 % pour un BFA supérieur à 50°. De plus, seuls un à trois bancs devraient exposer les métasédiments sur la paroi de la fosse. Par conséquent, en raison de l'espacement relativement élevé des joints de JS2, de l'exposition limitée prévue de cette lithologie sur la paroi de la fosse et de la normalisation visant à faciliter la mise en œuvre des lignes directrices, il a été jugé acceptable de recommander un BFA de 75° et une largeur de gradin de 11 m pour ce secteur (au lieu de 12,5 m), ce qui donne un IRA de 51° pour ce secteur. De cette manière, la conception est cohérente dans tout le secteur C. Avec un BFA de 75°, le risque évalué (équation 28) est supérieur à 10 %, ce qui n'est acceptable qu'en raison de l'exposition limitée de cette lithologie sur la paroi de la fosse dans le secteur C.

Le glissement détaillé des coins n'a pas été évalué pour ce secteur et cette lithologie, car il n'a pas été jugé limitatif pour la conception de ce secteur sur la base de l'analyse de la projection stéréographique.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.5 Secteur D – AMP, paroi nord – zone centrale.

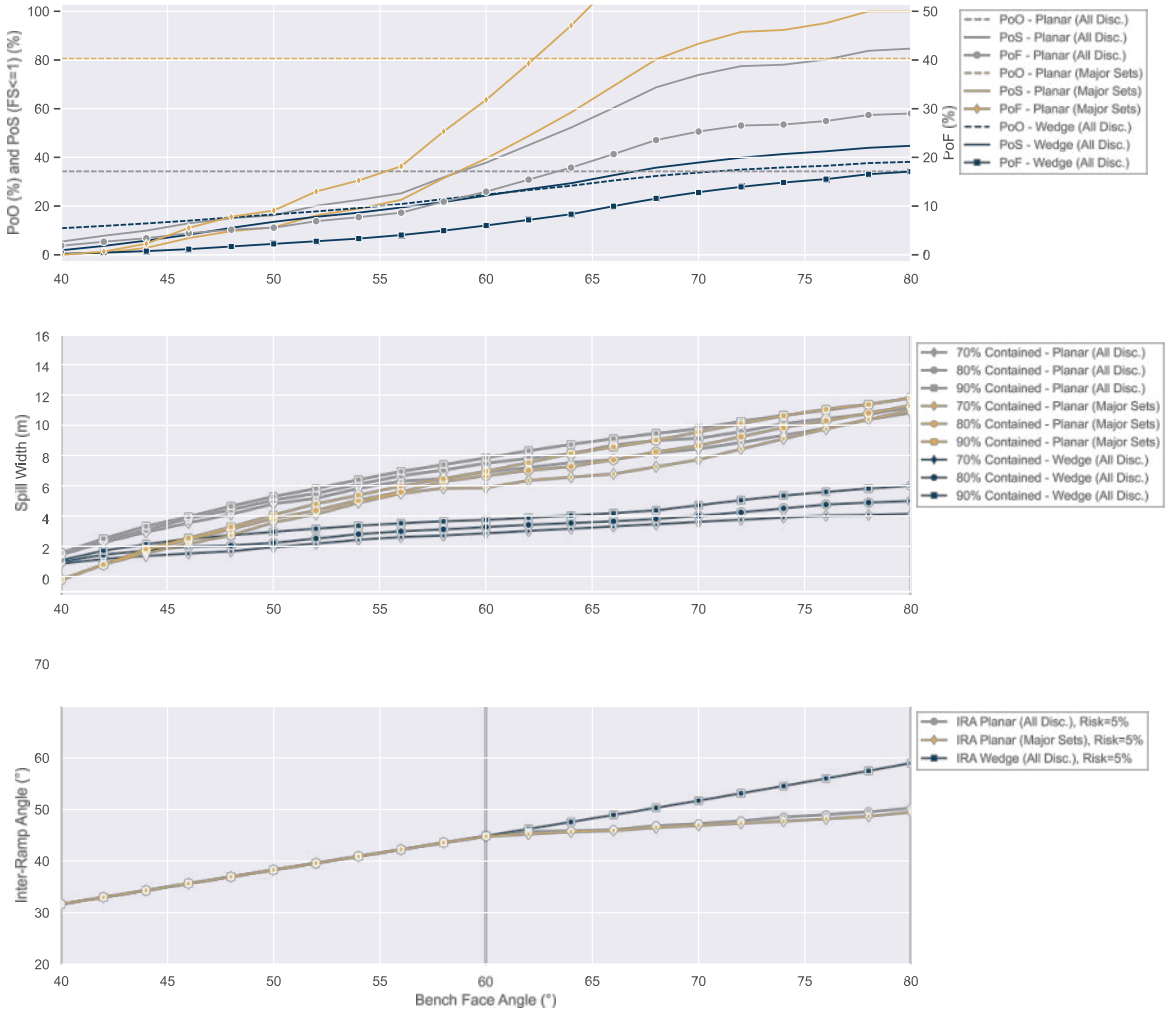


Figure 97. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur D (AMP).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 74. Paramètres d'optimisation de la conception des gradins – Secteur D (AMP)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	80,5
	PoS	35,5
	PoF	29,8
Wedge	PoO	23,8
	PoS	23,0
	PoF	5,5
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		59
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		85 %, 6,8 m
Largeur du banc (BW)		8,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 6,8 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		44

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles majeurs.
[3] Sur la base de la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, à partir d'un glissement plan ou en coin.

Pour le secteur D, dans les amphibolites, deux ensembles de discontinuités (JS1 et js3) peuvent poser des problèmes du point de vue du glissement plan. Cependant, en raison de l'espacement plus important des joints dans js3 (3,44 m) et de son inclinaison moyenne (29°) inférieure à l'angle de frottement de l'amphibolite (32°), l'analyse n'a pris en compte que l'ensemble JS1. L'ensemble de joints JS1 est principalement composé de foliations, de joints ouverts et fermés, et présente un espacement moyen des joints de 1,58 m. Le glissement en coin n'a pas été identifié comme limitant pour ce secteur et cette lithologie.

Bien qu'il ne soit pas considéré comme limitatif pour la conception, l'ensemble de joints js3 doit être surveillé en raison de son angle d'inclinaison relativement faible. Un certain biais d'échantillonnage est suspecté, car sept des douze poteaux de cet ensemble peuvent donner l'impression d'un double ensemble de joints avec JS1. Néanmoins, deux forages stratégiquement situés n'ont enregistré aucune mesure structurelle correspondant à JS3, ce qui suggère que cette caractéristique a une importance limitée. Toutefois, une surveillance continue est recommandée.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.6 Secteur E-1 – META, paroi nord – zone centrale.

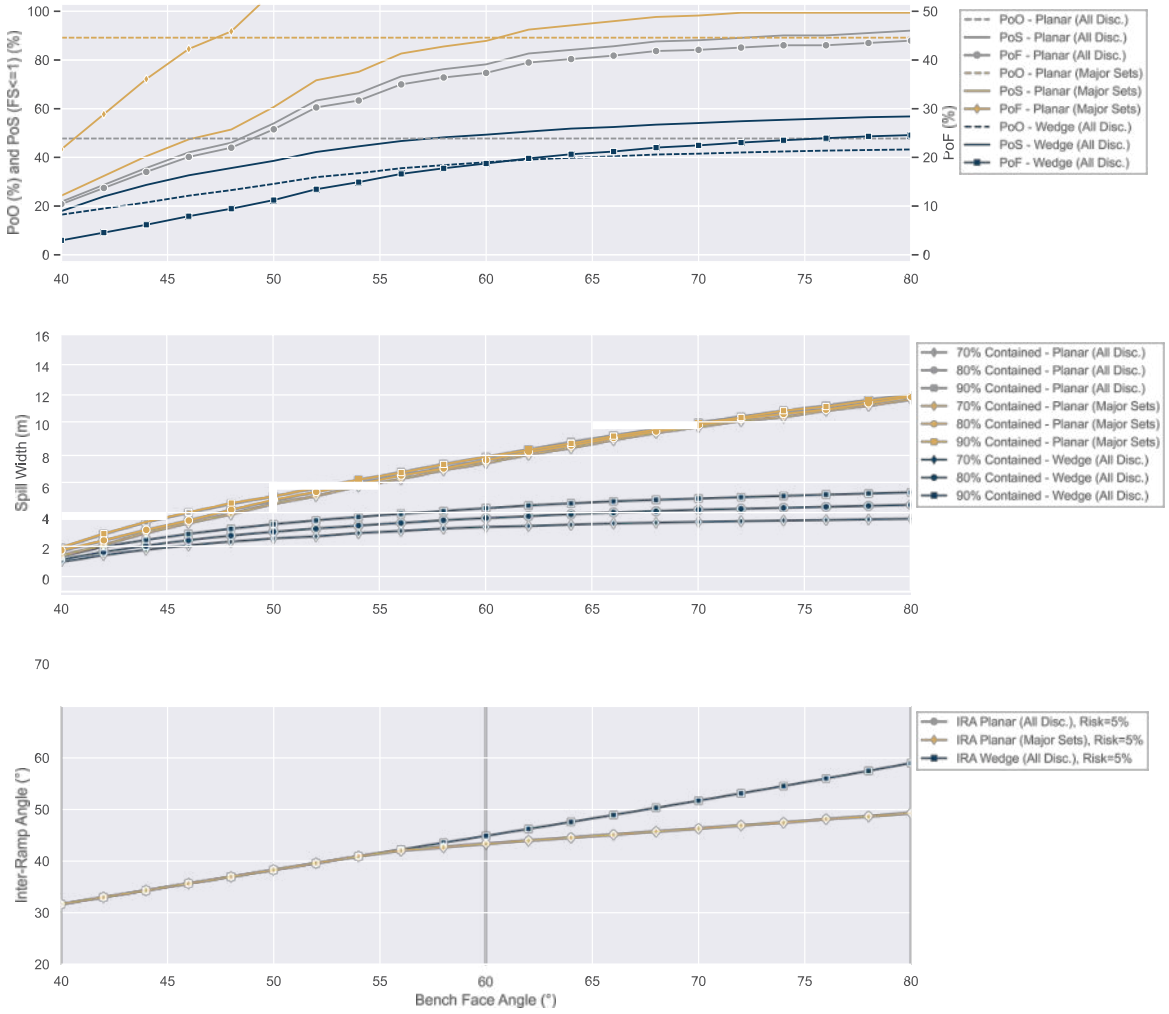


Figure 98. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur E-1 (META).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 75. Paramètres d'optimisation de la conception du banc d'essai – Secteur E-1 (META)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	89,2
	PoS	60,7
	PoF	54,1
Wedge	PoO	29,1
	PoS	38,6
	PoF	11,2
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		50
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		95 %, 5,8 m
Largeur du banc (BW)		8,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 5,8 + 1,5)*
Angle inter-rampe (IRA)		38

Remarques [1] Probabilités données pour les BFA sélectionnés.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles principaux.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan ou en coin.

Pour le secteur E-1 dans les métasédiments, un ensemble de discontinuités majeur (JS1) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. L'ensemble de joints JS1 est principalement composé de foliations, de joints ouverts et fermés, et présente un espacement moyen des joints de 1,02 m.

Un PoF de 54 % est atteint à un BFA de 50°, ce qui dépasse l'objectif de 30 %. Cependant, comme le montre la figure 98, le PoF atteint 30 % à 42°, ce qui serait très limitatif du point de vue de la conception. L'espacement des joints étant faible (1,02 m), la prudence est de mise avec cet ensemble. En ce qui concerne la composition de cet ensemble, les joints de faille et les joints ouverts ont pour la plupart un pendage plus élevé que le pôle moyen de l'ensemble. Sur la projection stéréographique, les pôles de foliation et les joints fermés sont situés autour du pôle moyen de l'ensemble ou en dessous (pendage inférieur). Compte tenu de cela, il est jugé approprié de concevoir ce secteur de fosse avec le pôle moyen de l'ensemble JS1 (inclinaison d'environ 50°). Il est également important de mentionner que dans les deux cas (BFA de 42° et 50°), le risque évalué (équation 28) reste inférieur à l'objectif de 5 %.

Le glissement en coin n'a pas été identifié comme un facteur limitant pour ce secteur et cette lithologie.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.7 Secteur E-2 – UMU, paroi nord – zone centrale.

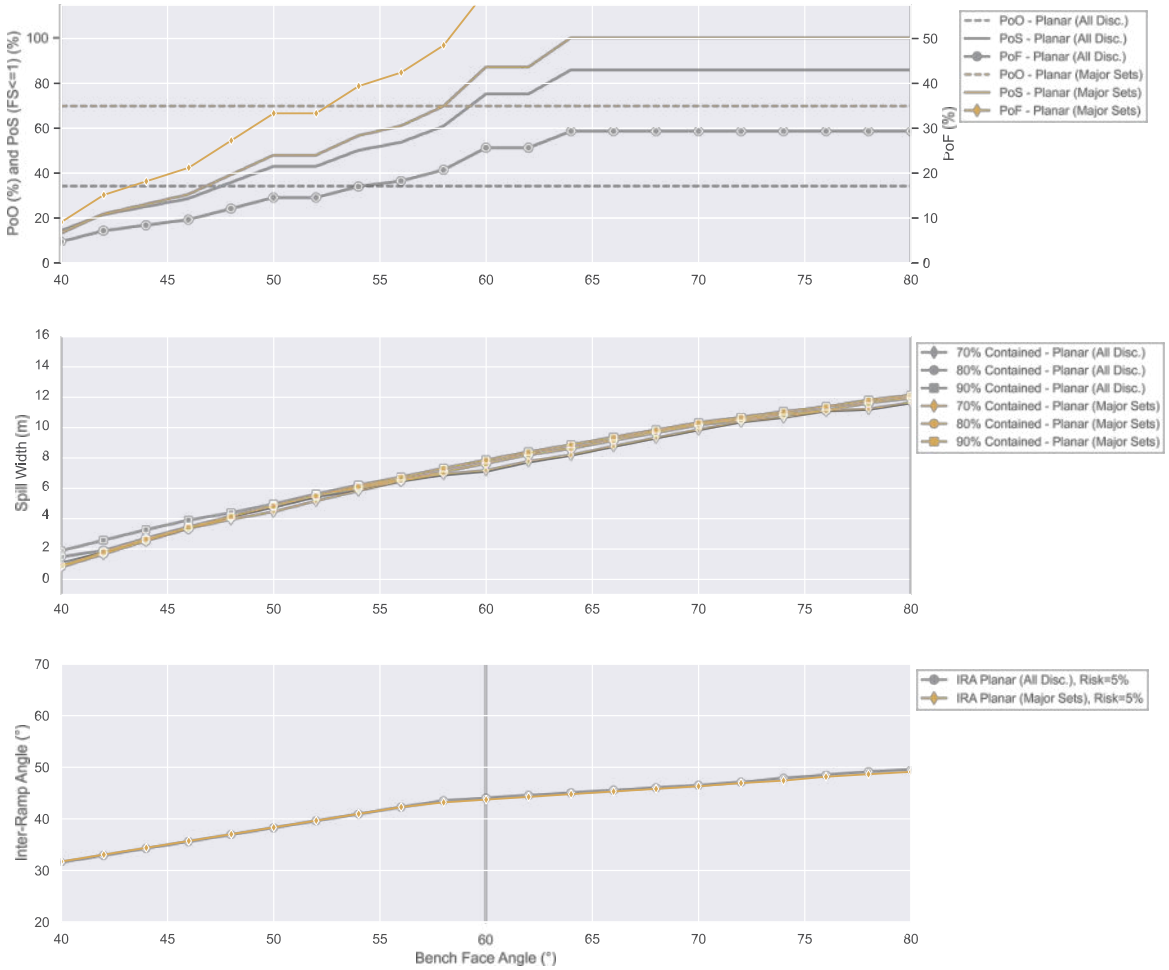


Figure 99. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur E-2 (UMU).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 76. Paramètres d'optimisation de la conception des gradins – Secteur E-2 (UMU)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	70,0
	PoS	48,0
	PoF	33,0
Wedge	PoO	–
	PoS	–
	PoF	–
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan
Résultats de conception		
Angle de face de banc (BFA)		50
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		85 %, 4,2 m
Largeur du banc (BW)		8,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 4,2 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		38

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles principaux.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan, soit à partir d'un glissement en coin.

L'unité ultramafique indifférenciée ne devrait pas être exposée sur une grande partie de la paroi de la fosse ; toutefois, une brève analyse a été effectuée pour la poche d'UMU exposée dans le secteur E. Si une plus grande partie de l'UMU venait à être exposée, cette analyse devrait être réévaluée.

Pour le secteur E-2, dans la roche ultramafique indifférenciée, un seul ensemble de discontinuités (JS1) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. L'ensemble de joints JS1 est principalement composé de foliations, de failles, de joints ouverts et fermés, et présente un espacement moyen des joints de 0,53 m. Un PoF de 33 % est atteint à un BFA de 50°, ce qui est légèrement supérieur à l'objectif de 30 %. Comme le montre la figure 99, le PoF atteint 30 % à 48°. Seuls un à trois bancs devraient être exposés de manière très localisée sur la paroi de la fosse. Par conséquent, en raison de l'exposition limitée prévue de cette lithologie sur la paroi de la fosse et afin de normaliser la mise en œuvre des lignes directrices, il a été jugé acceptable de recommander un BFA de 50° pour ce secteur. De cette façon, la conception est cohérente dans tout le secteur E. À un BFA de 50°, le risque évalué (équation 28) reste d'environ 5 %.

Le glissement détaillé des coins n'a pas été évalué pour ce secteur et cette lithologie, car il n'a pas été jugé limitatif pour la conception de ce secteur d'après l'analyse de la projection stéréographique.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.8 Secteur F-1 – AMP, paroi sud – zone centrale.

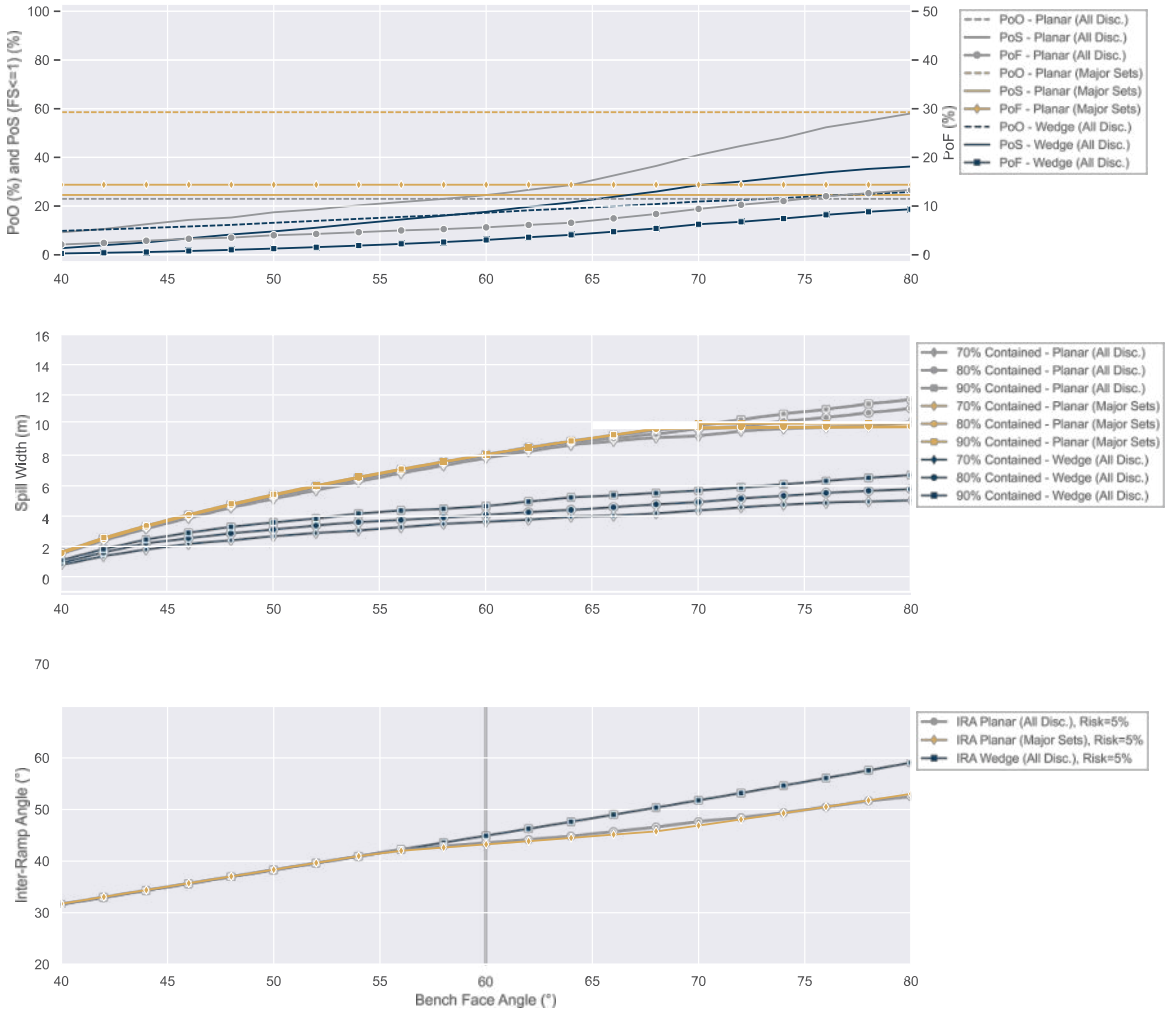


Figure 100. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur F-1 (AMP).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 77. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur F-1 (AMP)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	58,6
	PoS	24,6
	PoF	14,4
Wedge	PoO	23,8
	PoS	32,9
	PoF	7,8
Contraintes de conception		
Limitation		BFA max.
Puissances nominales		
Angle de la face du banc (BFA)		75
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		70 %, 10,0 m
Largeur du banc (BW)		11,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 10,0 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		50

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles majeurs.
[3] Sur la base de la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, à partir d'un glissement plan ou en coin.

Pour le secteur F-1, dans les amphibolites, deux ensembles de discontinuités (JS2 et js3) peuvent poser des problèmes du point de vue du glissement plan. Cependant, étant donné que l'inclinaison moyenne de js3 (77°) est supérieure à la BFA maximale autorisée (75°), l'analyse n'a pris en compte que l'ensemble JS2. L'ensemble de joints JS2 est principalement composé de joints ouverts et fermés et présente un espacement moyen de 5,49 m.

En raison de l'espacement élevé des joints du JS2 (5,49) et dans un souci de normalisation visant à faciliter la mise en œuvre des lignes directrices, il a été jugé acceptable de recommander une largeur de banc de 11 m pour ce secteur (au lieu de 11,5 m), ce qui donne un IRA de 51° pour ce secteur. De cette manière, la conception est cohérente dans tout le secteur F et les parois sud du secteur C. Avec cette largeur de banc suggérée, à un angle de pente de 75°, le risque évalué (équation 28) est légèrement supérieur à 5 %, ce qui est jugé acceptable en raison de l'espacement élevé des joints et des faibles résultats de PoF (14,4 %) pour cette lithologie sur la paroi de la fosse dans le secteur F-1. Le glissement des coins n'a pas été identifié comme un facteur limitant pour ce secteur et cette lithologie.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.9 Secteur F-2 – META, mur sud – zone centrale.

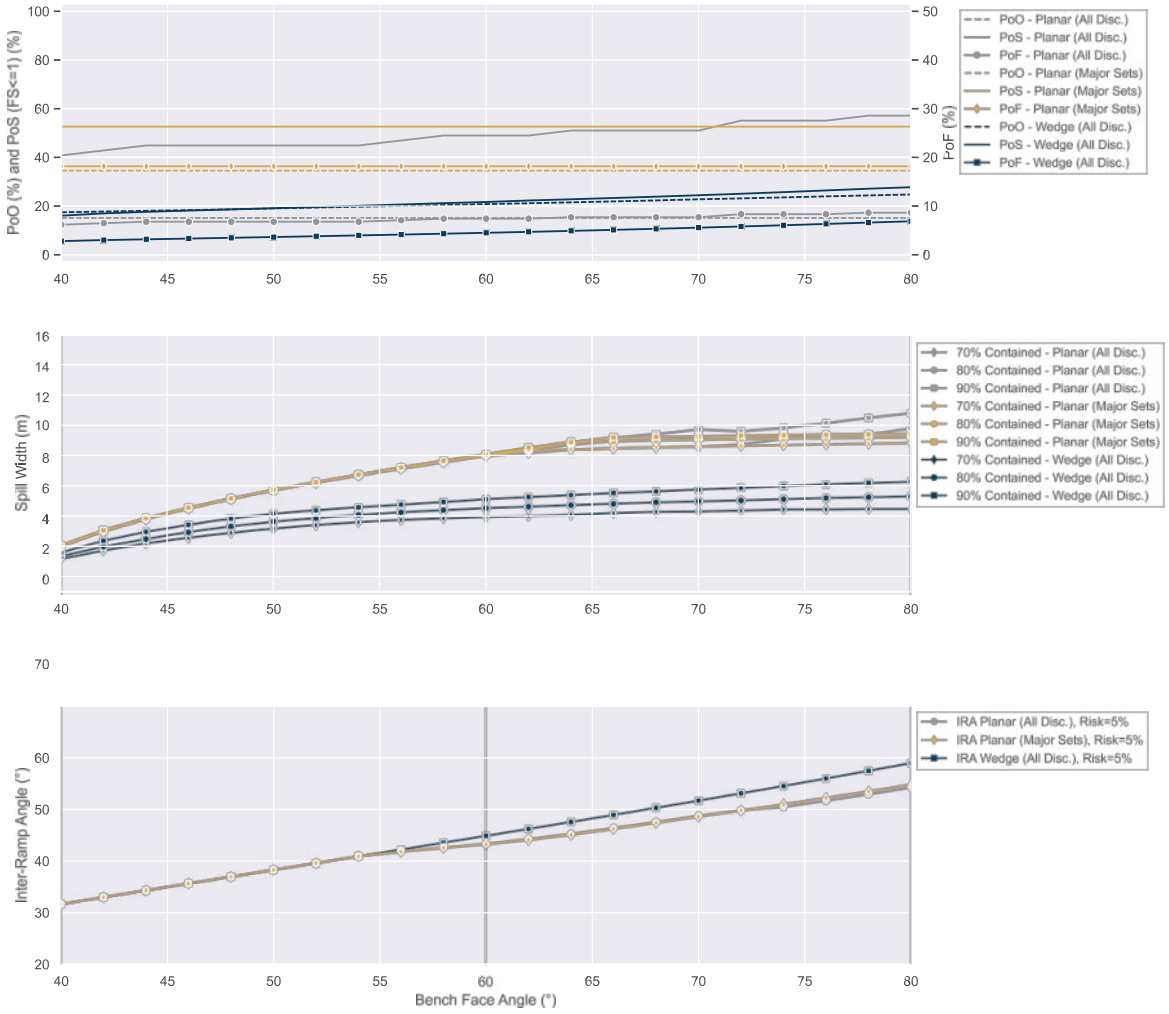


Figure 101. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur F-2 (META).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 78. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur F-2 (META)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	34,6
	PoS	52,6
	PoF	18,2
Wedge	PoO	23,8
	PoS	26,1
	PoF	6,2
Contraintes de conception		
Limitation		BFA max.
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		75
Confinement du déversement (% confiné, largeur) [3]		75 %, 9,0 m
Largeur du banc (BW)		10,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 9,0 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		51,6

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles majeurs.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan, soit à partir d'un glissement en coin.

Pour le secteur F-2 dans les métasédiments, un seul ensemble de discontinuités (JS2) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. L'ensemble de joints JS2 est principalement composé de failles, de joints ouverts et fermés, et présente un espacement moyen des joints de 0,98 m.

À des fins de normalisation, il a été jugé acceptable de recommander une largeur de banc de 11 m pour ce secteur (au lieu de 10,5 m), ce qui donne un angle d'inclinaison relatif (IRA) de 51° pour ce secteur. De cette façon, la conception est cohérente dans tout le secteur F et les parois sud du secteur C. Le glissement en coin n'a pas été identifié comme un facteur limitant pour ce secteur et cette lithologie.

Il convient de noter que le JS2 contient plusieurs failles et joints ouverts ; il est recommandé de le comparer avec le modèle structurel final afin d'évaluer les impacts potentiels sur les hypothèses de conception.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.10 Secteur G-1 – AMP, paroi nord – zone est.

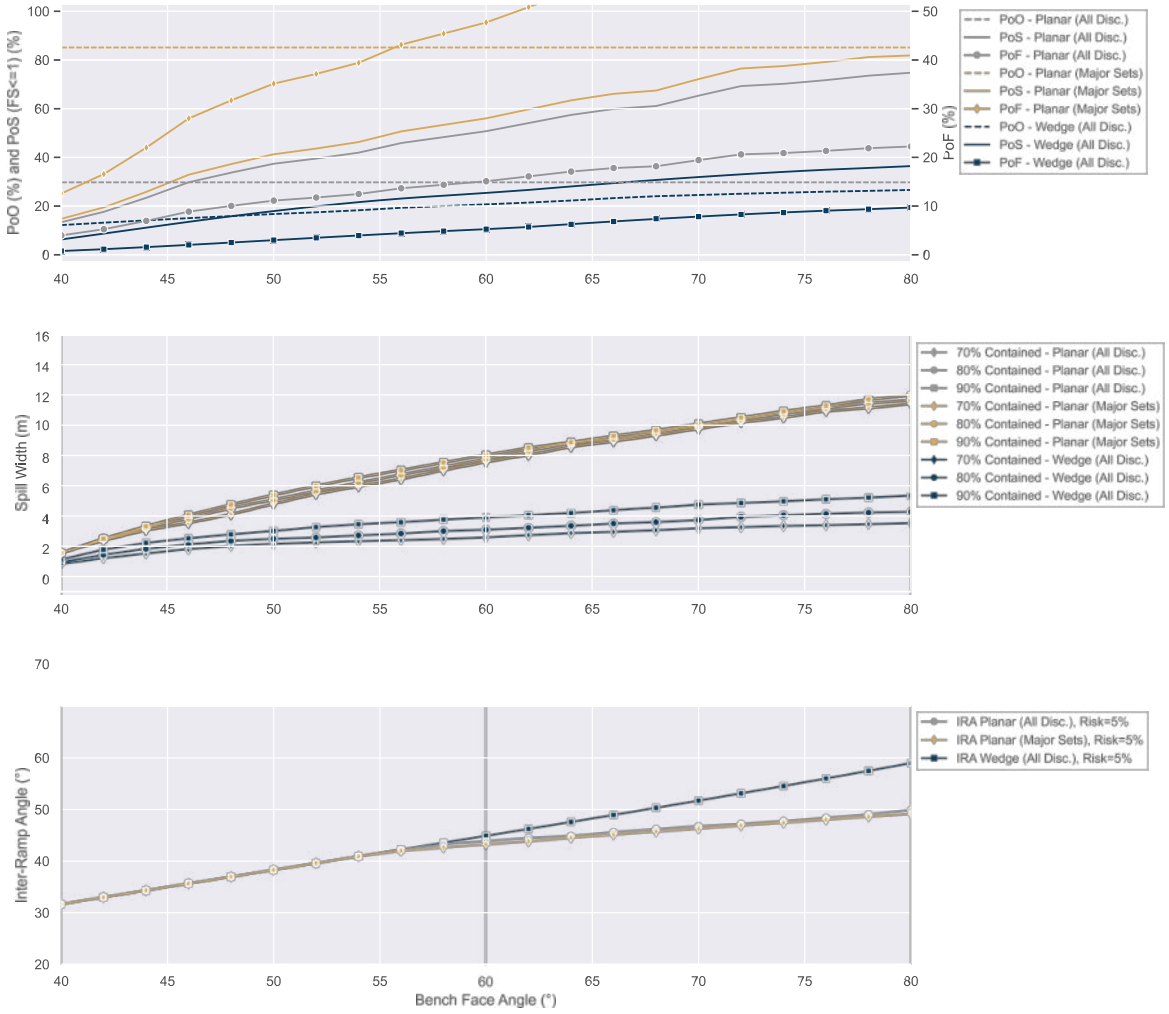


Figure 102. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur G-1 (AMP).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 79. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur G-1 (AMP)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	29,7
	PoS	35,0
	PoF	29,8
Wedge	PoO	15,5
	PoS	14,6
	PoF	2,3
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		47
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		85 %, 4,5 m
Largeur du banc (BW)		8,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 4,5 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		36

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles principaux.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan, soit à partir d'un glissement en coin.

Pour le secteur G-1, dans les amphibolites, un seul ensemble de discontinuités (JS1) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. Il a tendance à être divisé en deux groupes de pôles avec des inclinaisons légèrement différentes, mais a été traité comme un seul ensemble pour l'analyse. L'ensemble de joints JS1 comprend des joints de foliation, de faille, ouverts et fermés. Si l'on ne considère que les joints ouverts, la division en deux groupes est plus apparente (62°/153° et 37°/164°). Cet ensemble limite la conception en raison du problème de glissement plan ; le BFA recommandé est égal à l'inclinaison moyenne des pôles de JS1. Le glissement en coin n'a pas été identifié comme limitant pour ce secteur et cette lithologie.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.11 Secteur G-2 – META, mur nord – zone est.

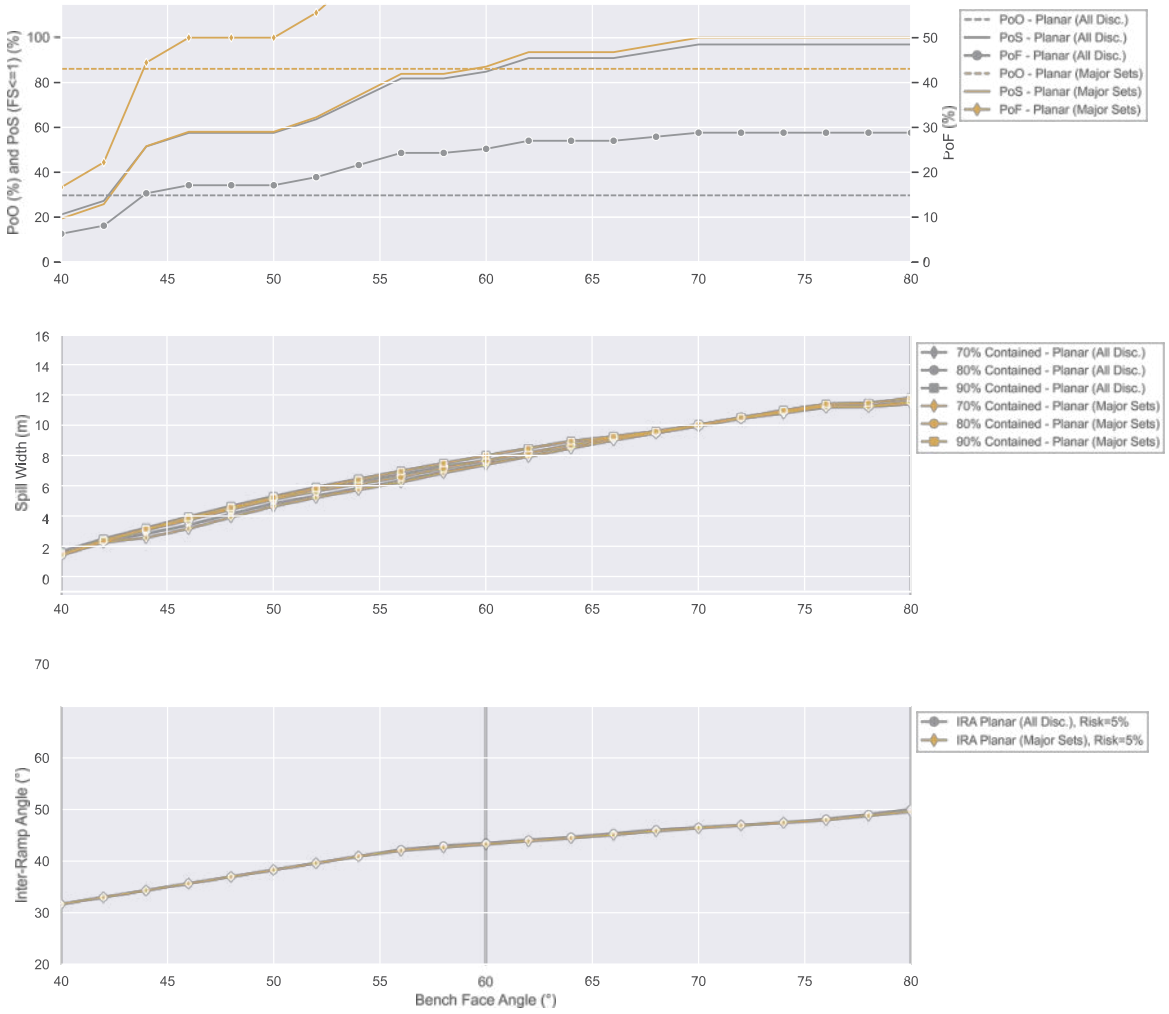


Figure 103. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur G-2 (META).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 80. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur G-2 (META)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	86,1
	PoS	58,6
	PoF	50
Wedge	PoO	–
	PoS	–
	PoF	–
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		47
Confinement du déversement (% confiné, largeur) [3]		90 %, 4,4 m
Largeur du banc (BW)		8,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 4,4 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		36

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles principaux.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan ou en coin.

Pour le secteur G-2 dans les métasédiments, un seul ensemble de discontinuités (JS1) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. L'ensemble de joints JS1 est principalement contrôlé par la foliation et présente un espacement moyen des joints de 2,36 m.

Un PoF de 50 % est atteint à un BFA de 47°, ce qui est supérieur à l'objectif de 30 %. Comme le montre la figure 103, le PoF atteint 30 % à un peu plus de 42°. Il est jugé acceptable de dépasser le PoF de 30 %, car le BFA de 47° reste inférieur à la pente moyenne du pôle JS1 (51°) (car le type de joint principal est la foliation). Cela permettra d'obtenir une conception plus naturelle, avec une pente suivant approximativement le pôle moyen de la foliation. Par conséquent, dans un souci de normalisation visant à faciliter la mise en œuvre des lignes directrices, il a été jugé acceptable de recommander un BFA de 47° pour ce secteur. De cette manière, la conception est cohérente dans tout le secteur de conception G. Avec un BFA de 47°, le risque évalué (équation 28) reste d'environ 5 %.

Le glissement détaillé des coins n'a pas été évalué pour ce secteur et cette lithologie, car il n'a pas été jugé limitatif pour la conception de ce secteur sur la base de l'analyse de la projection stéréographique.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.12 Secteur H – UMU, paroi nord – zone est.

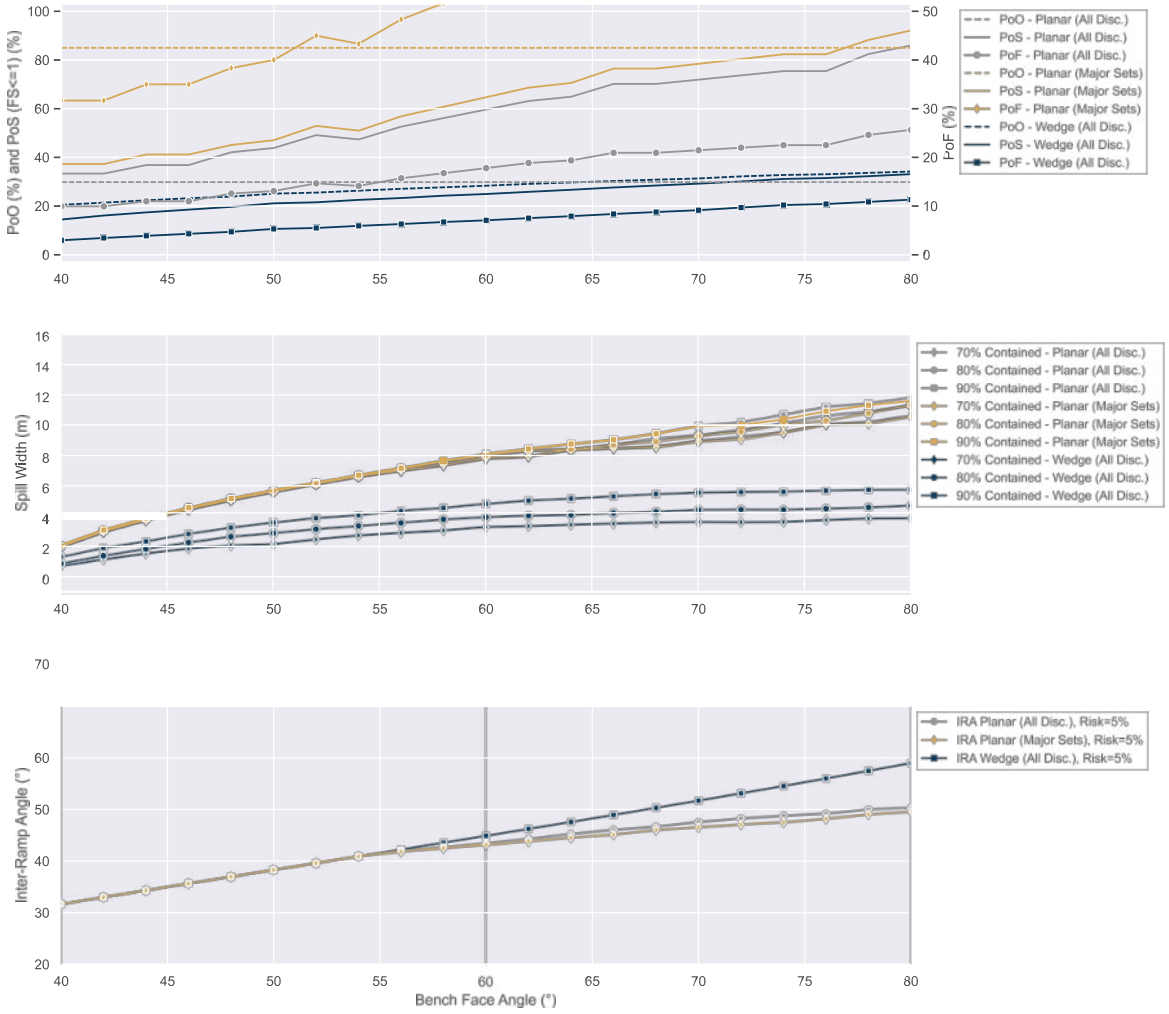


Figure 104. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur H (UMU).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 81. Paramètres d'optimisation de la conception des gradins – Secteur H (UMU)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	85
	PoS	37,2
	PoF	31,6
Wedge	PoO	20,9
	PoS	15,3
	PoF	3,2
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		40
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		85 %, 2,5 m
Largeur du banc (BW)		8,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 2,5 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		32

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles majeurs.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan ou en coin.

Pour le secteur H, dans l'ultramafique indifférencié, un seul ensemble de discontinuités (JS1a/JS1b) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. Cet ensemble est divisé en deux groupes de pôles avec des inclinaisons différentes, qui ont tous deux été pris en compte pour l'analyse. Les ensembles se composent de joints de faille, ouverts et fermés, et ont des espacements de joints de 1,23 m (JS1a) et 0,42 m (JS1b). Si l'on ne tient compte que des joints ouverts, ils présentent un pendage moyen de 29°, ce qui est légèrement supérieur à l'angle de frottement pour l'ultramafique (22°). Cet ensemble limite la conception en raison du problème de glissement plan. Le BFA recommandé est de 40°, bien que le PoF associé soit légèrement supérieur à l'objectif de 30 %, car le risque évalué (équation 28) reste inférieur à 5 %. Le glissement en coin n'a pas été identifié comme un facteur limitant pour ce secteur et cette lithologie.

Il convient de noter que peu d'informations sont disponibles pour ce secteur et cette lithologie, et que les informations disponibles indiquent des problèmes potentiels liés aux discontinuités. De plus, le contact avec l'amphibolite s'incline vers la fosse (44,3°).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.13 Secteur I – AMP, PEG, UMU, META, paroi est – zone est.

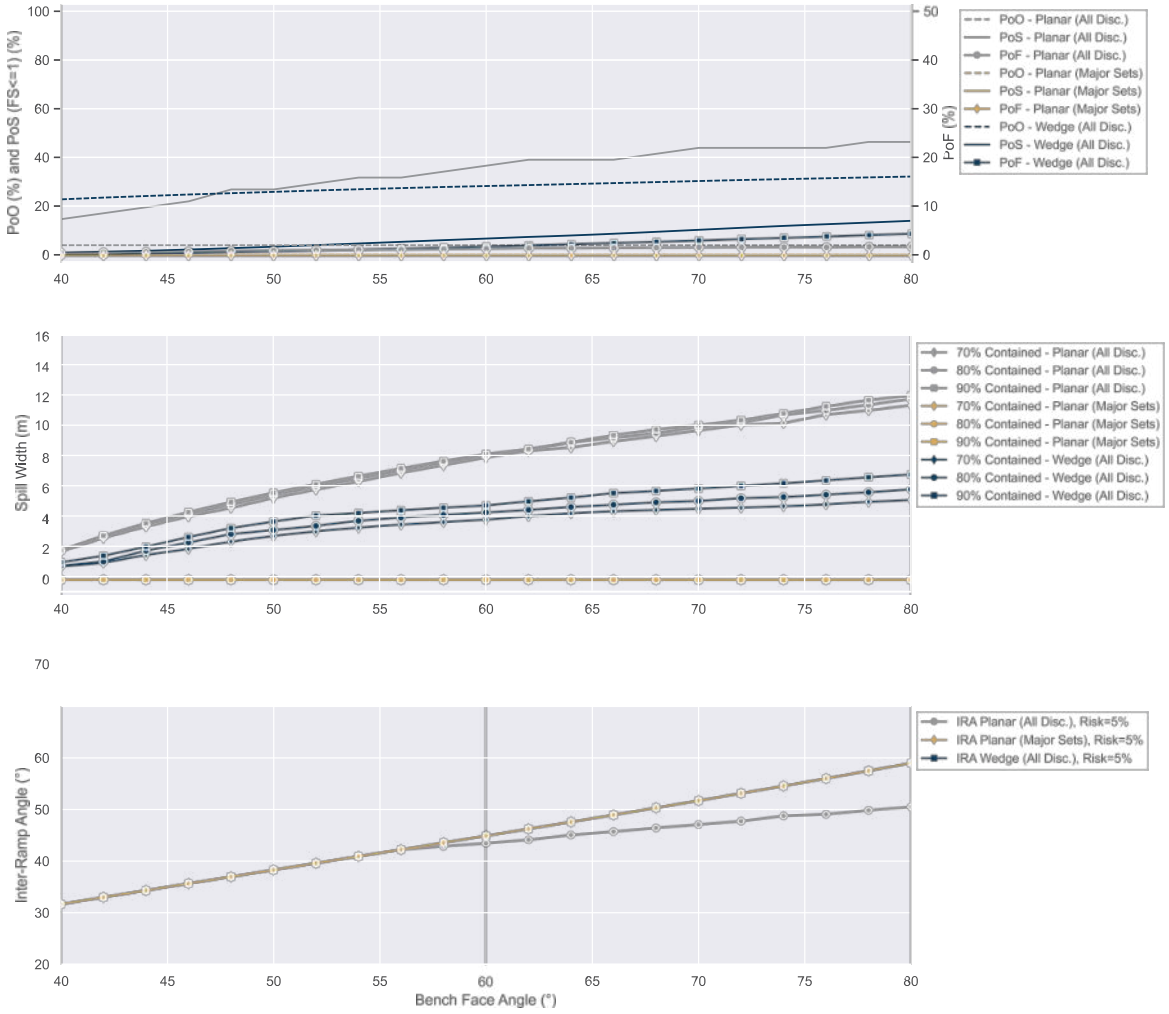


Figure 105. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur I (AMP, PEG, UMU, META).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 82. Paramètres d'optimisation de la conception des gradins – Secteur I (AMP, PEG, UMU, META)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	0,0
	PoS	0,0
	PoF	0,0
Wedge	PoO	31,2
	PoS	12,2
	PoF	3,8
Contraintes de conception		
Limitation		BFA max.
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		75
Confinement du déversement (% confiné, largeur) [3]		70 %, 4,9 m
Largeur du banc (BW)		8,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 4,9 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		55

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles principaux.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan, soit à partir d'un glissement en coin.

Pour le secteur I, dans les lithologies intercalées exposées sur le mur, à savoir l'amphibolite, la pegmatite, les métasédiments et les roches ultramafiques indifférenciées, aucun ensemble de discontinuités relevées ne devrait poser de problème du point de vue du glissement plan. Étant donné que le glissement en coin n'a pas non plus été identifié comme un facteur limitant dans ce secteur, l'angle de face de banc recommandé est égal à l'angle maximal autorisé, soit 75°.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.14 Secteur J-1 – AMP, paroi sud – zone est.

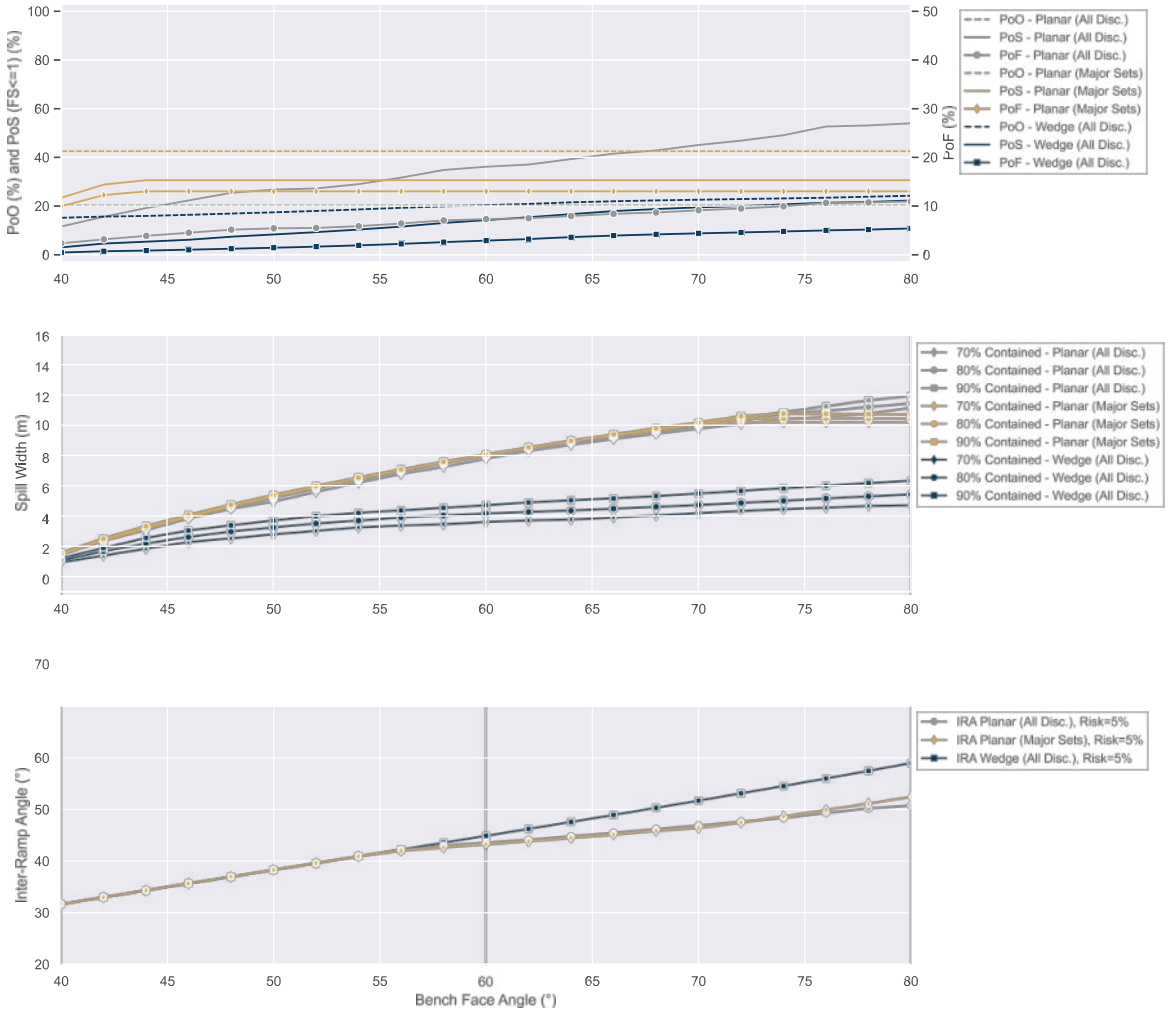


Figure 106. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc – Secteur J-1 (AMP).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 83. Paramètres d'optimisation de la conception des gradins – Secteur J-1 (AMP)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	42,5
	PoS	30,6
	PoF	13,0
Wedge	PoO	23,3
	PoS	21,0
	PoF	4,9
Contraintes de conception		
Limitation		BFA max.
Puissances nominales		
Angle de la face du banc (BFA)		75
Confinement des déversements (% confiné, largeur) [3]		70 %, 10,5 m
Largeur du banc (BW)		12 m *à partir du maximum (8,5 ; 10,5 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		49

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles majeurs.
[3] Sur la base de la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, à partir d'un glissement plan ou en coin.

Pour le secteur J-1 dans les amphibolites, un seul ensemble de discontinuités (JS1) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. L'ensemble de joints JS1 est principalement composé de failles, de joints ouverts et fermés, et présente un espacement moyen des joints de 3,74 m. Cependant, le PoF plan ne limite pas la conception, car il reste inférieur à l'objectif de 30 %. Étant donné que le glissement en coin n'a pas non plus été identifié comme limitant dans ce secteur, l'angle de face de banc recommandé est égal à l'angle maximal autorisé, soit 75°.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

E.15 Secteur J-2 – META, mur sud – zone est.

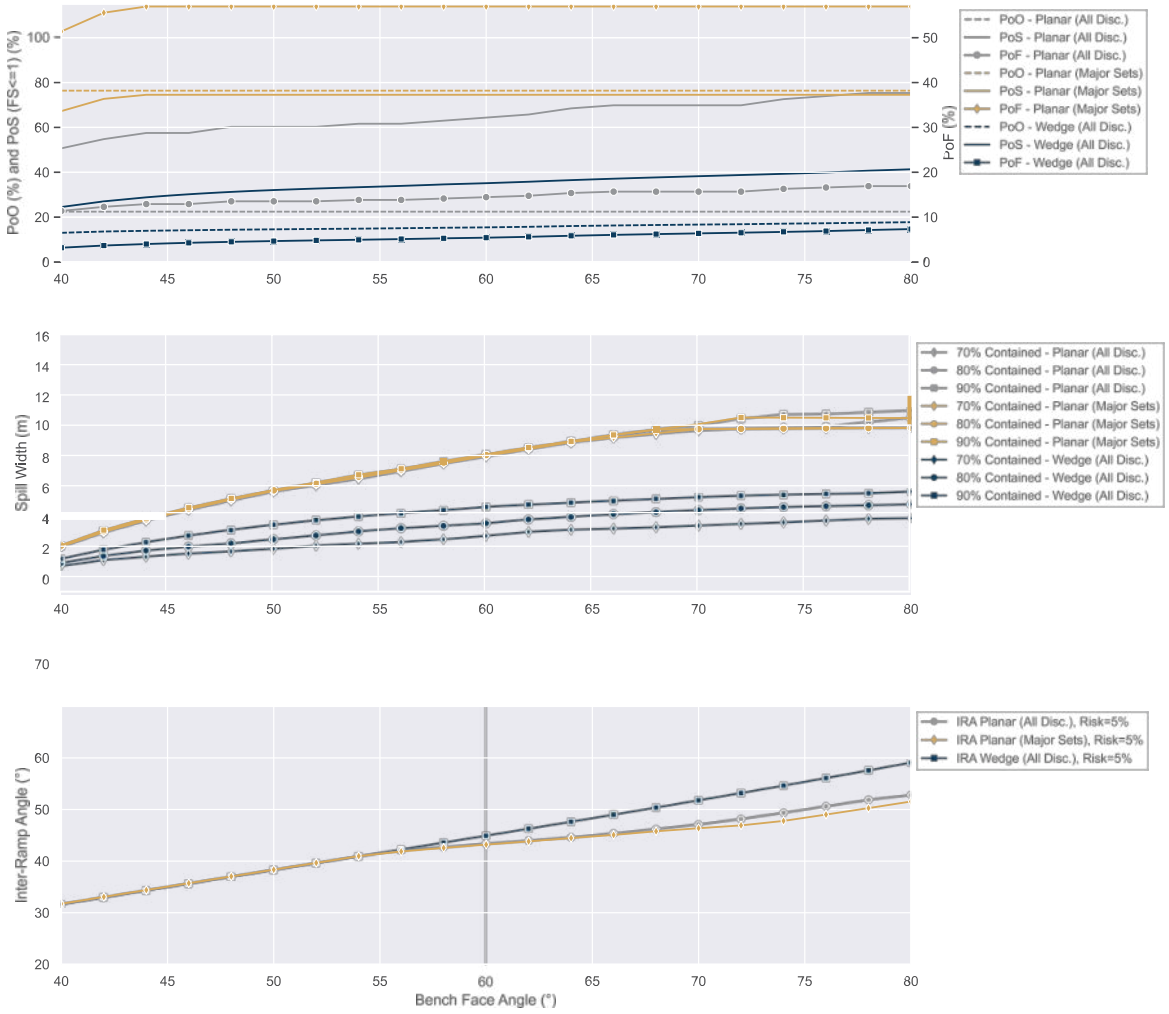


Figure 107. Résultats des analyses de stabilité à l'échelle du banc d'essai – Secteur J-2 (META).

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Tableau 84. Paramètres d'optimisation de la conception du banc – Secteur J-2 (META)

Paramètre		Valeur
Probabilités [1]		
Planaire [2]	PoO	76,4
	PoS	74,5
	PoF	56,9
Wedge	PoO	17,2
	PoS	39,7
	PoF	6,8
Contraintes de conception		
Limitation		Glissement plan
Résultats de conception		
Angle de la face du banc (BFA)		75
Confinement du déversement (% confiné, largeur) [3]		95 %, 11,0 m
Largeur du banc (BW)		12,5 m *à partir du maximum (8,5 ; 11,0 + 1,5)*
Angle entre les rampes (IRA)		48

Remarques [1] Probabilités données pour la BFA sélectionnée.
[2] Probabilités données pour l'analyse des ensembles principaux.
[3] Basé sur la longueur limite de déversement au BFA sélectionné, soit à partir d'un glissement plan, soit à partir d'un glissement en coin.

Pour le secteur J-2 dans les métasédiments, un seul ensemble de discontinuités (JS2) peut poser des problèmes du point de vue du glissement plan. L'ensemble de joints JS2 est principalement composé de joints ouverts et fermés et présente un espacement moyen de 5,75 m entre les joints.

Un PoF de 56,6 % est atteint à un BFA de 47°, ce qui dépasse l'objectif de 30 %. Comme le montre la figure 107, même à un BFA de 40°, le PoF atteint plus de 50 %. Compte tenu de l'espacement important entre les joints, il convient de concevoir la fosse avec un BFA de 75°. De plus, à un BFA de 75°, le risque évalué (équation 28) reste inférieur à 5 %.

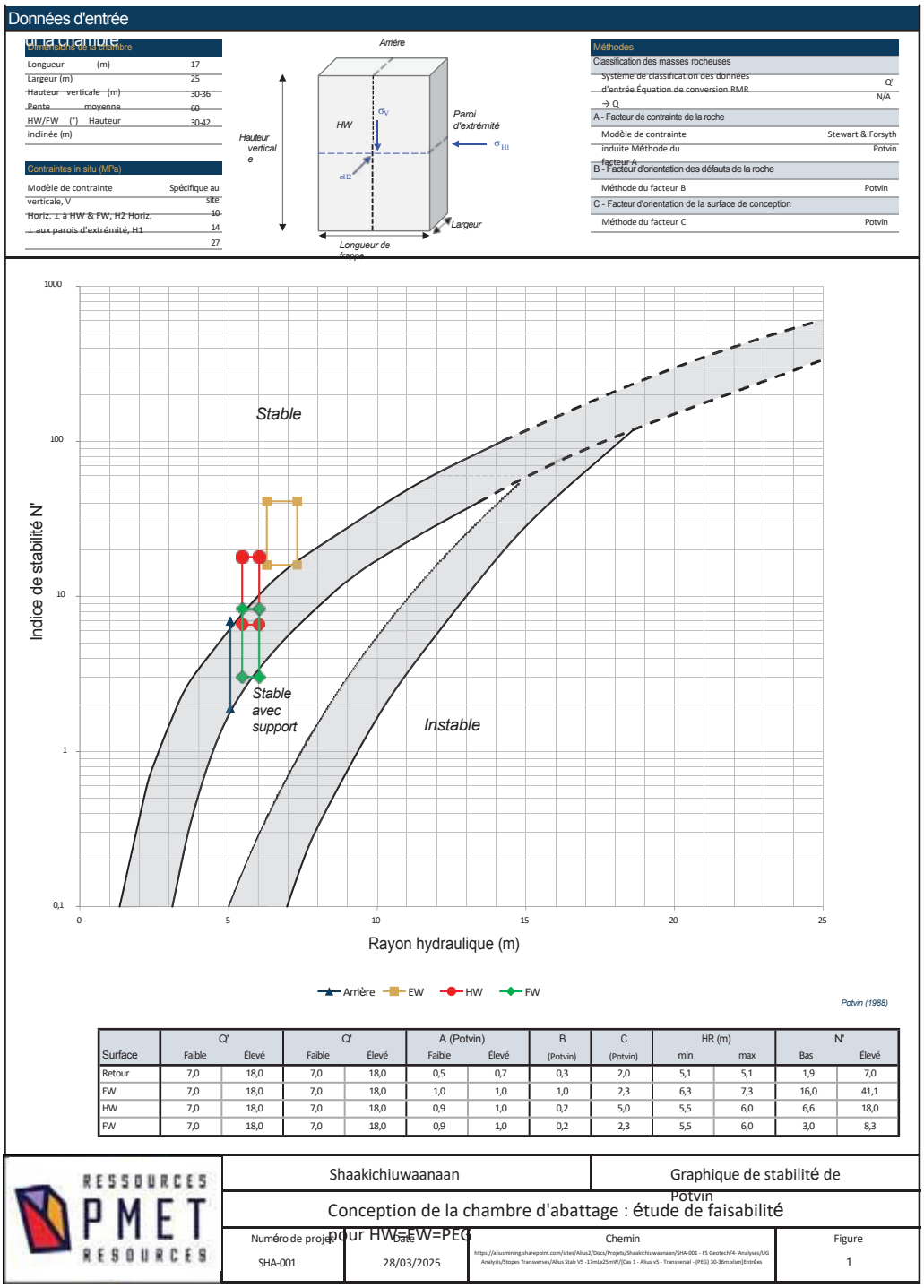
Une bonne surveillance des performances des pentes est recommandée dans cette zone, mais aucune limitation de l'angle de pente maximal (BFA) n'est incluse dans les directives de conception basées sur les analyses. À des fins de normalisation, il a été jugé acceptable de recommander une largeur de gradins de 12 m pour ce secteur (au lieu de 12,5 m), ce qui donne un angle d'inclinaison maximal (IRA) de 49° pour ce secteur. De cette façon, la conception est cohérente dans tout le secteur de conception J. Le glissement en coin n'a pas été identifié comme un facteur limitant pour ce secteur et cette lithologie.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

F Analyses de la stabilité et de la dilution des chantiers ouverts (ELOS)

Les figures 108 à 117 présentent les diagrammes de stabilité des chantiers ouverts de Potvin pour les chantiers transversaux.

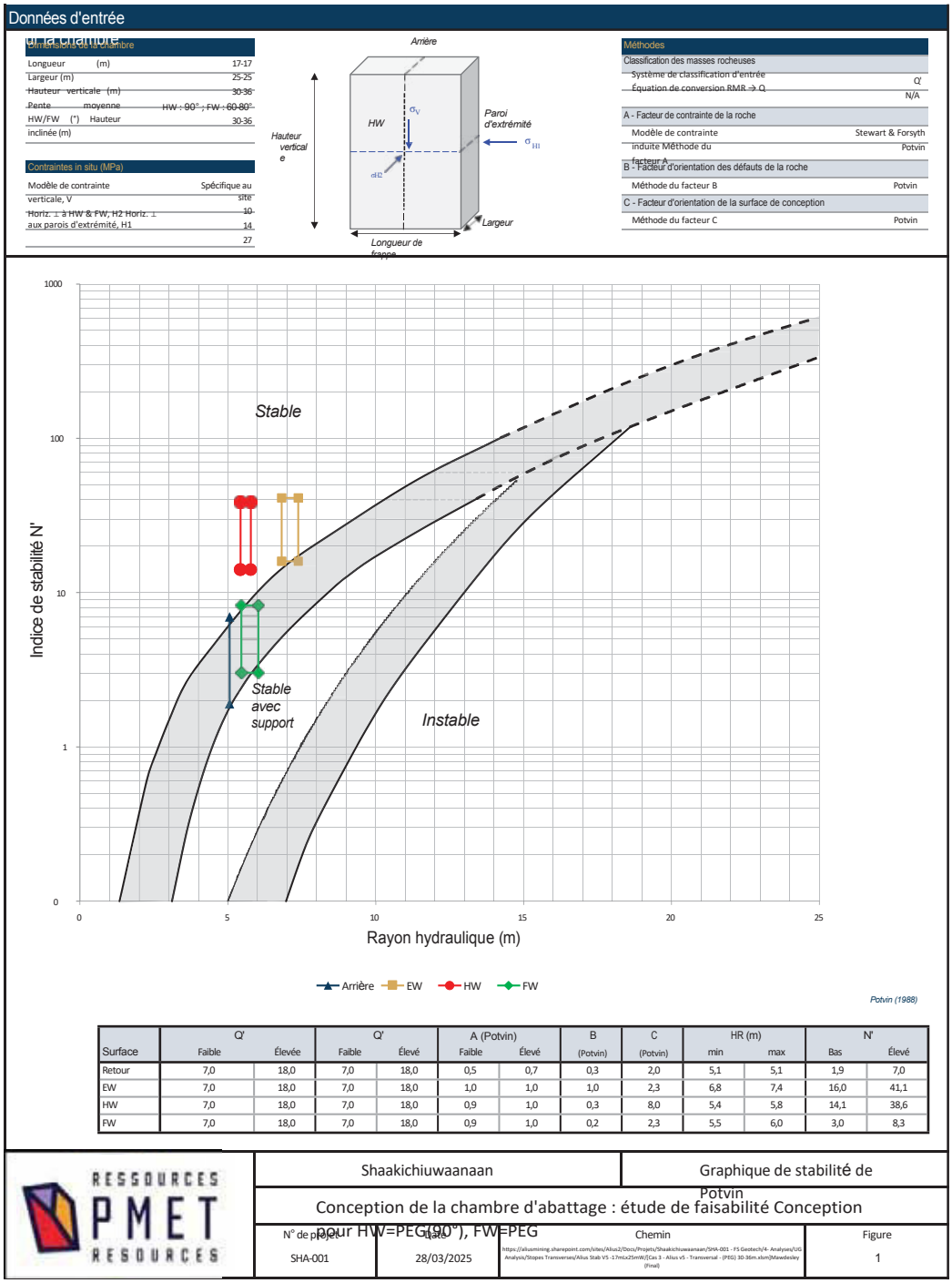


Surface	Q' Faible	Q' Élevé	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	5,0	5,5	6,0	6,6	18,0
FW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	2,3	5,5	6,0	3,0	8,3

Figure 108. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite ; FW : pegmatite.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,8	7,4	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,3	8,0	5,4	5,8	14,1	38,6
FW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	2,3	5,5	6,0	3,0	8,3

RESSOURCES PMET RESOURCES

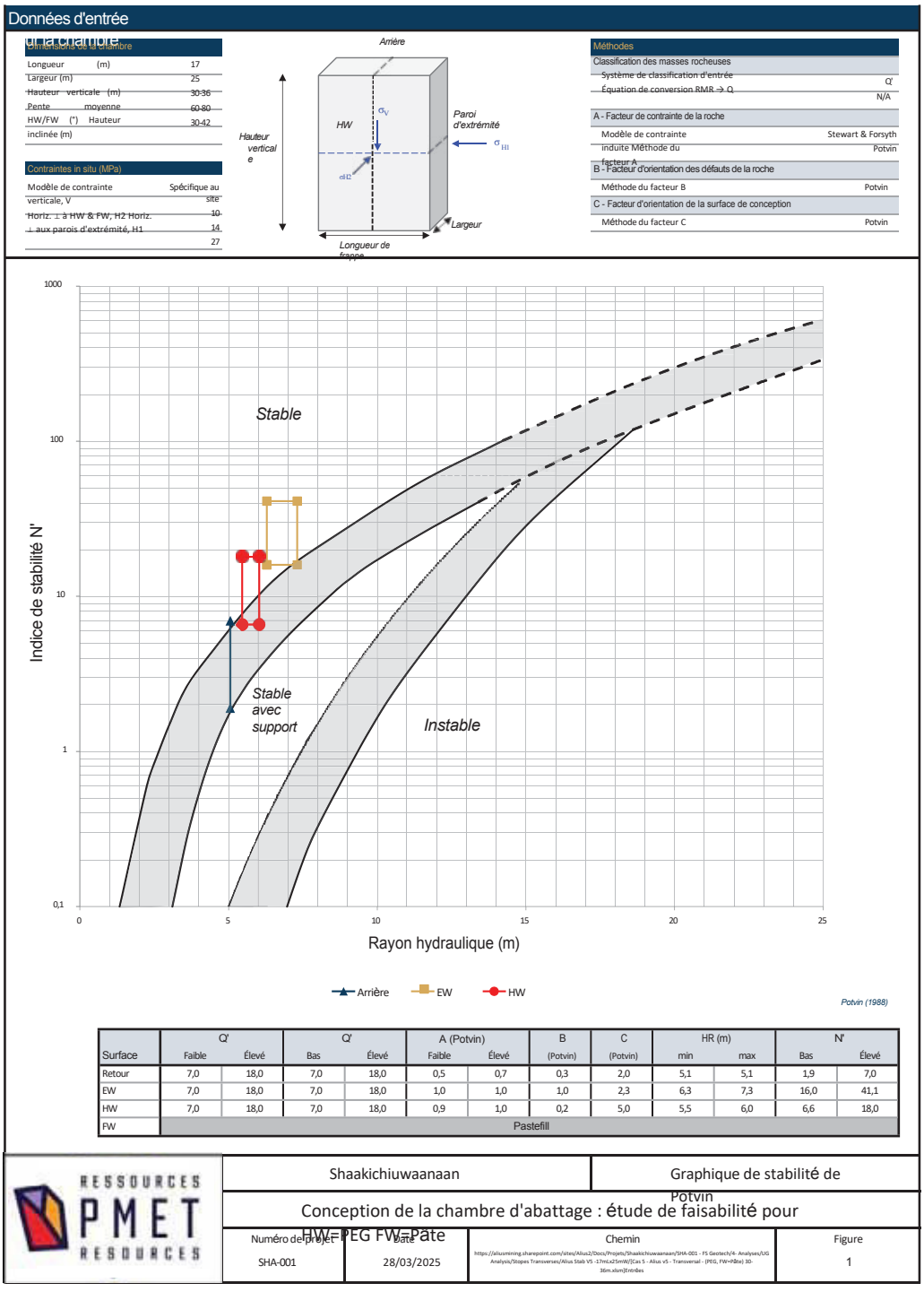
Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité de Potvin
Conception de la chambre d'abattage : étude de faisabilité Conception pour HW=PEG(90°), FW=PEG	

N° de projet	Date	Chemin	Figure
SHA-001	28/03/2025	https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4- Analyses/UG Analysis/Stopes Transverses/Alius Stab V5 -17mLx25mW/[Cas 3 - Alius v5 - Transversal - (PEG) 30-36m.xlsm]Mawdesley (Final)	1

Figure 109. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite (90°) ; FW : pegmatite.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



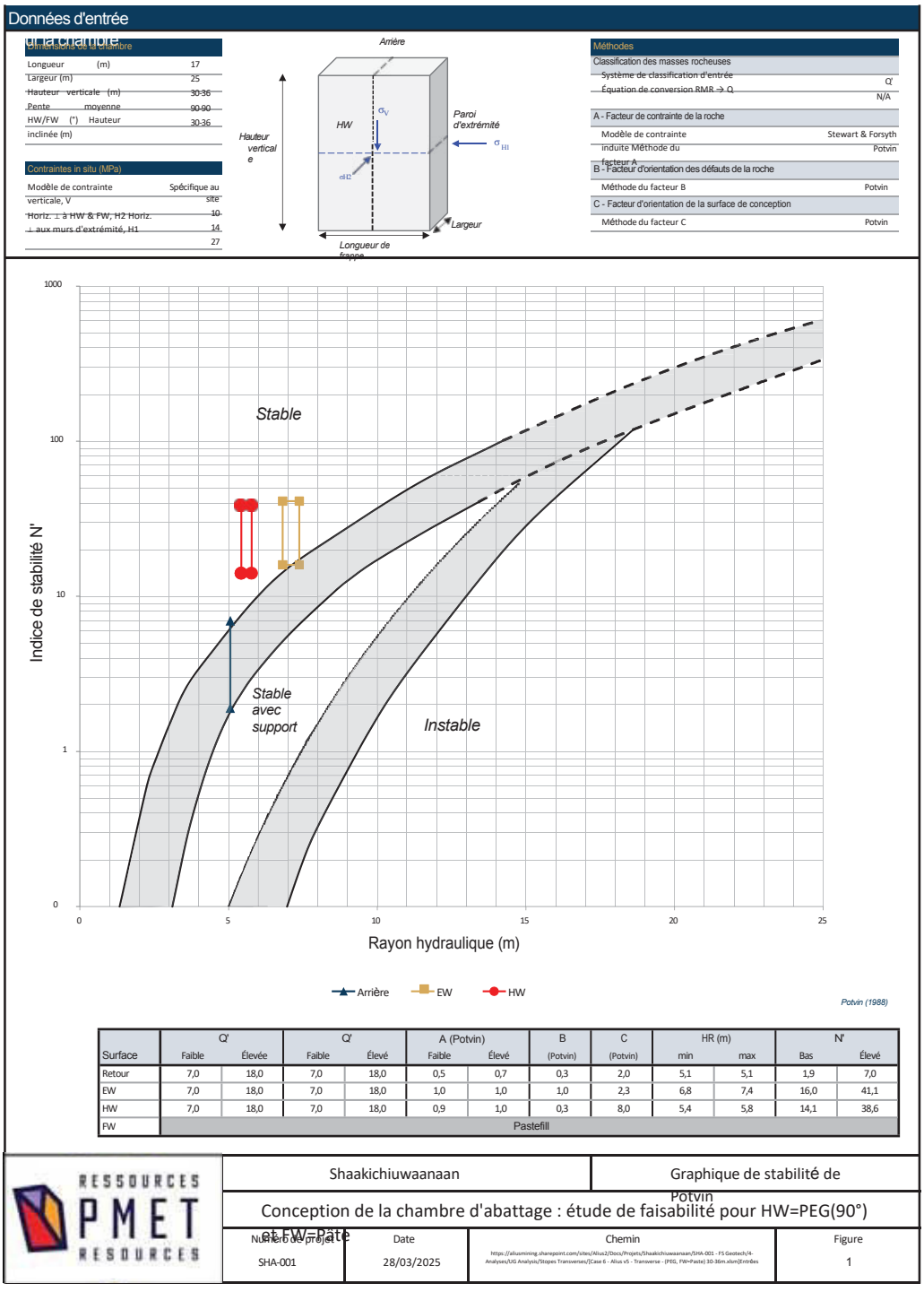
Surface	Q' Faible	Q' Élevé	Q' Bas	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	5,0	5,5	6,0	6,6	18,0
FW	Pastefill											

RESSOURCES PMET RESOURCES	Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité de Potvin
	Conception de la chambre d'abattage : étude de faisabilité pour HW=PEG FW=Pâte	
Numéro de projet SHA-001	Date 28/03/2025	Chemin https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4- Analyses/UG Analysis/Stopes Transverses/Alius Stab V5 -17mLx25mW/[Cas 5 - Alius v5 - Transversal - (PEG, FW=Pâte) 30-36m.slim]Entrées
		Figure 1

Figure 110. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite ; FW : remblai.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



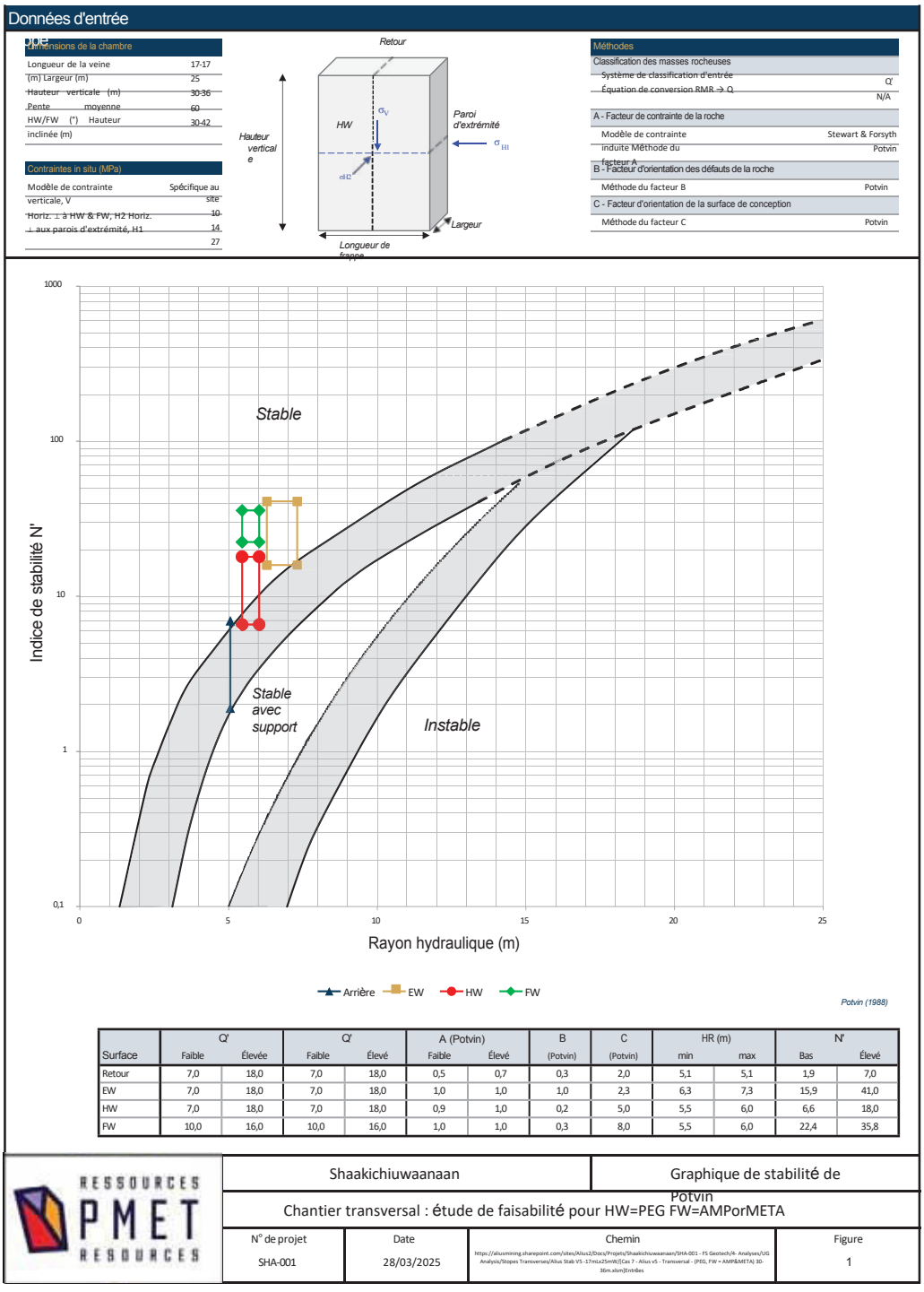
Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,8	7,4	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,3	8,0	5,4	5,8	14,1	38,6
FW	Pastefill											

RESSOURCES PMET RESOURCES	Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité de Potvin
	Conception de la chambre d'abattage : étude de faisabilité pour HW=PEG(90°) et FW=Pate	
Numéro de projet: SHA-001	Date: 28/03/2025	Chemin: https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4-Analyses/UG Analysis/Stopes Transverses/[Case 6 - Alius v5 - Transverse - (PEG, FW=Paste) 30-36m.xlsm]Entrées	Figure: 1

Figure 111. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite (90°) ; FW : remblai.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

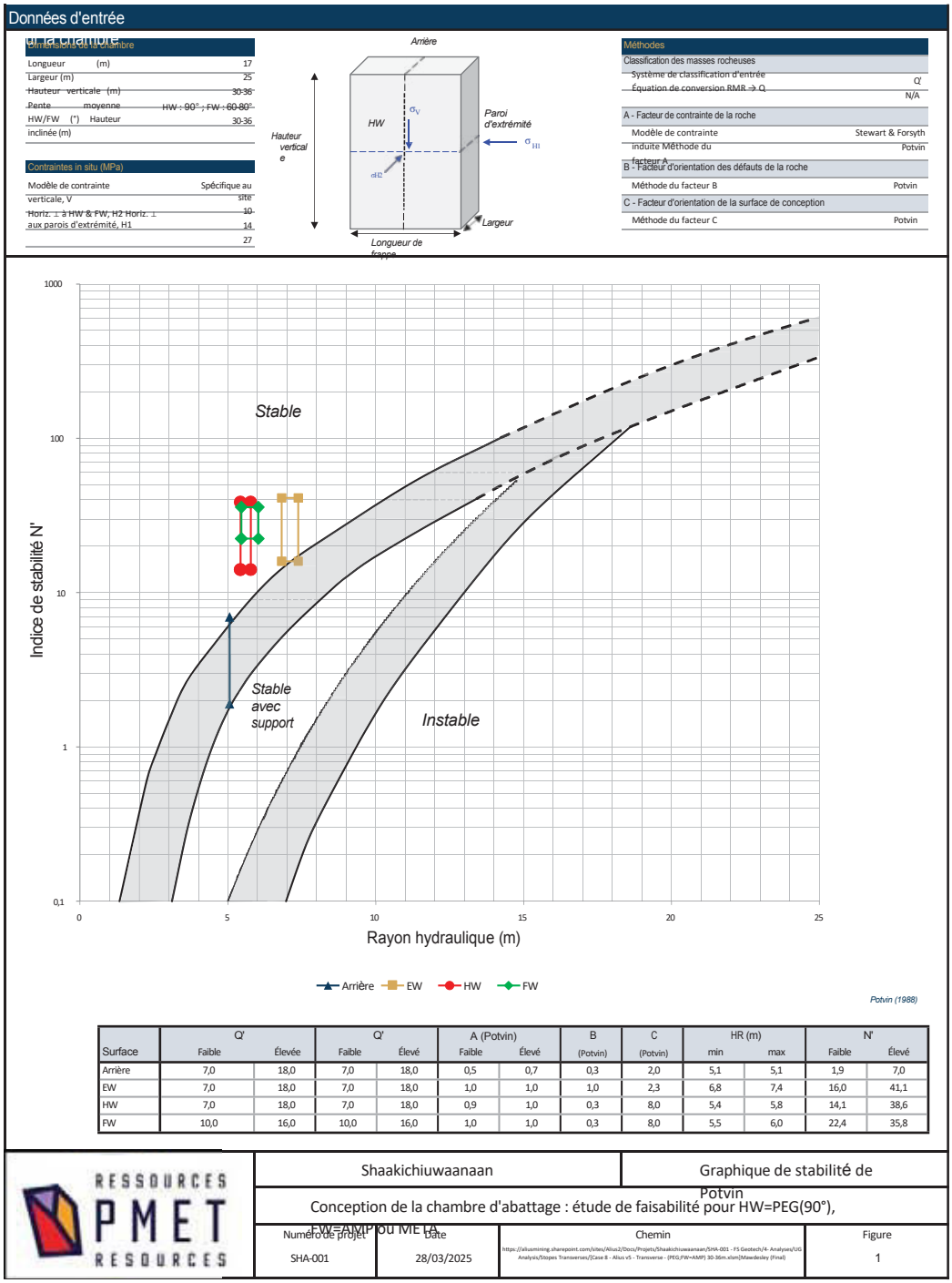


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	15,9	41,0
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	5,0	5,5	6,0	6,6	18,0
FW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	8,0	5,5	6,0	22,4	35,8

Figure 112. Tableau de stabilité des chambres ouvertes de Potvin – HW : pegmatite ; FW : amphibolite ou métasédiments.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

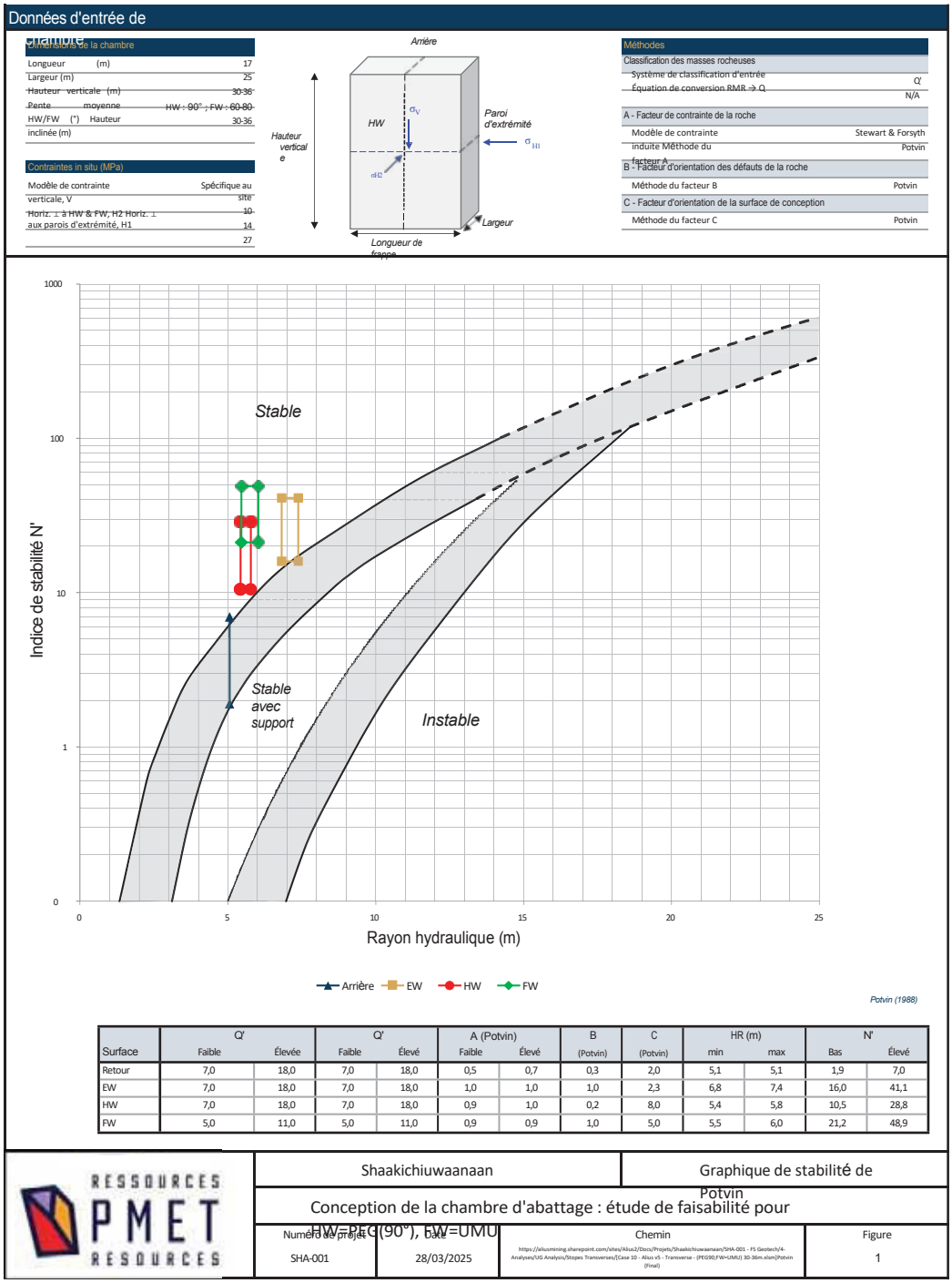


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Faible	N' Élevé
Arrière	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,8	7,4	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,3	8,0	5,4	5,8	14,1	38,6
FW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	8,0	5,5	6,0	22,4	35,8

Figure 113. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite (90°) ; FW : amphibolite ou métasédiments.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

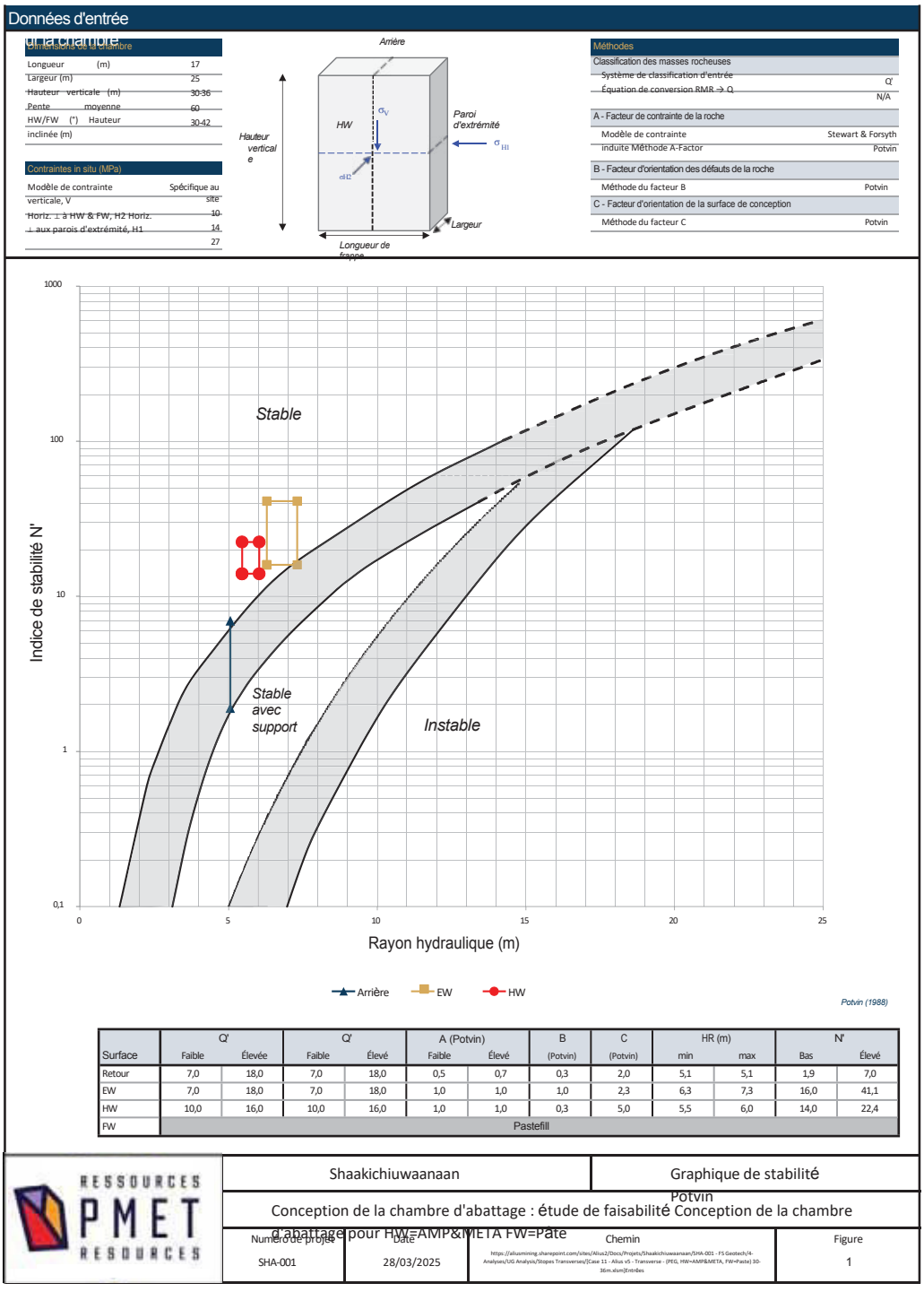


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,8	7,4	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	8,0	5,4	5,8	10,5	28,8
FW	5,0	11,0	5,0	11,0	0,9	0,9	1,0	5,0	5,5	6,0	21,2	48,9

Figure 114. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : pegmatite (90°) ; FW : ultramafique indifférencié.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

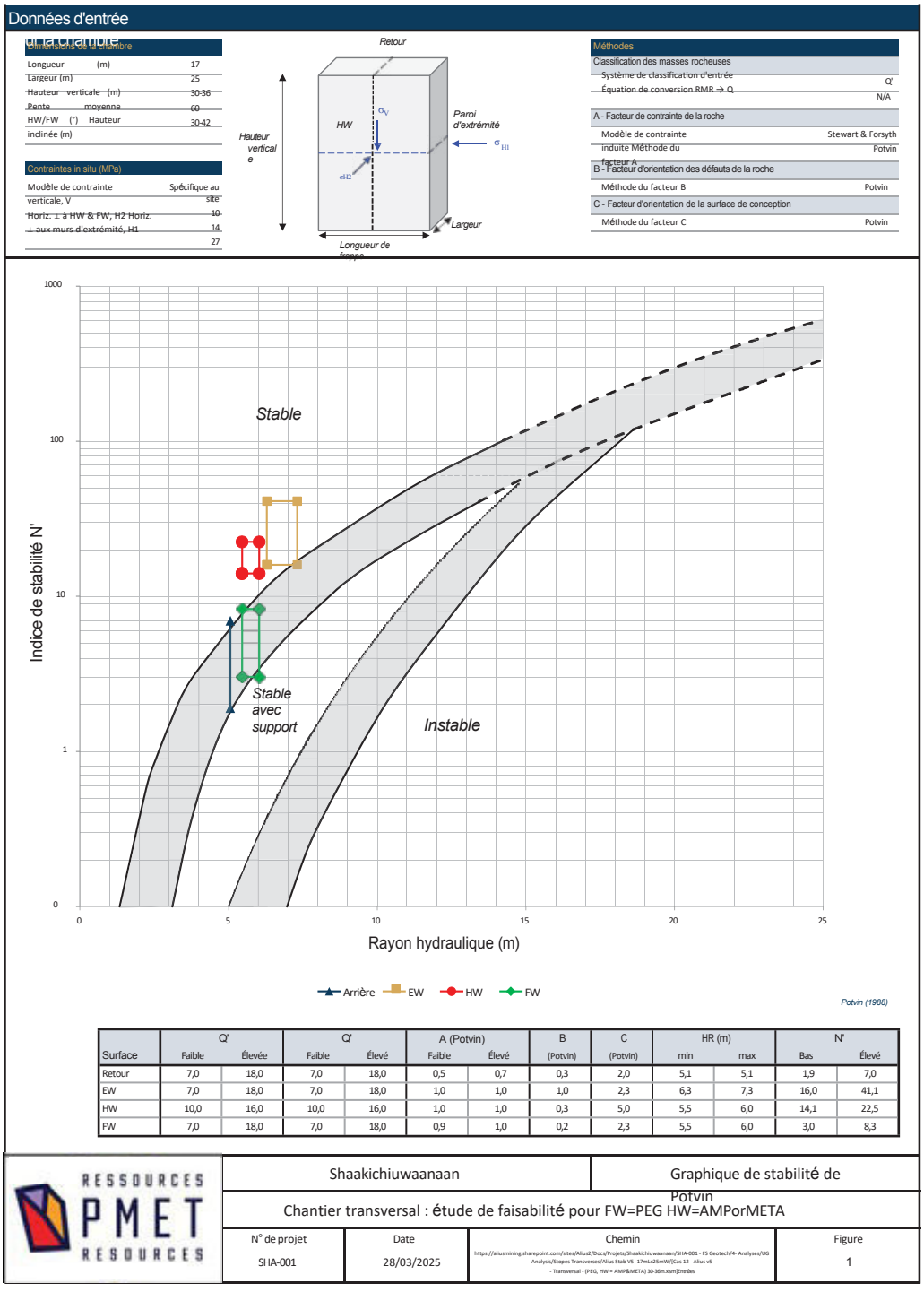


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	5,0	5,5	6,0	14,0	22,4
FW	Pastefill											

Figure 115. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : remblai.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



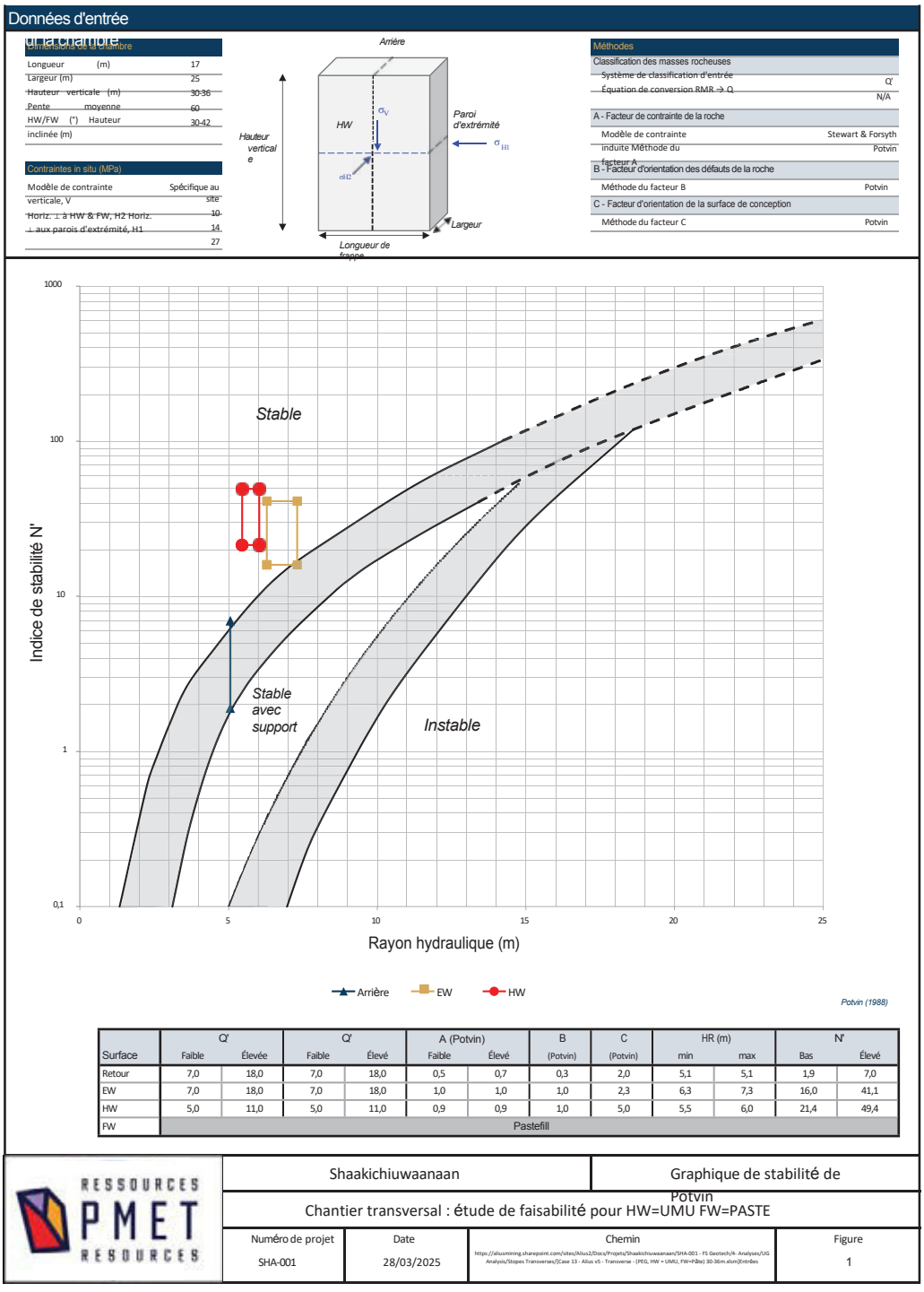
Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	5,0	5,5	6,0	14,1	22,5
FW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	2,3	5,5	6,0	3,0	8,3

RESSOURCES PMET RESOURCES	Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité de Potvin
	Chantier transversal : étude de faisabilité pour FW=PEG HW=AMPorMETA	
N° de projet: SHA-001	Date: 28/03/2025	Chemin: https://alusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4- Analyses/UG Analysis/Stopes Transverses/Alius Stab V5 -17mLx25mW/[Cas 12 - Alius v5 - Transversal - (PEG, HW = AMP&META) 30-36m.xlsm]Entrées
		Figure: 1

Figure 116. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : pegmatite.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	5,0	11,0	5,0	11,0	0,9	0,9	1,0	5,0	5,5	6,0	21,4	49,4
FW	Pastefill											

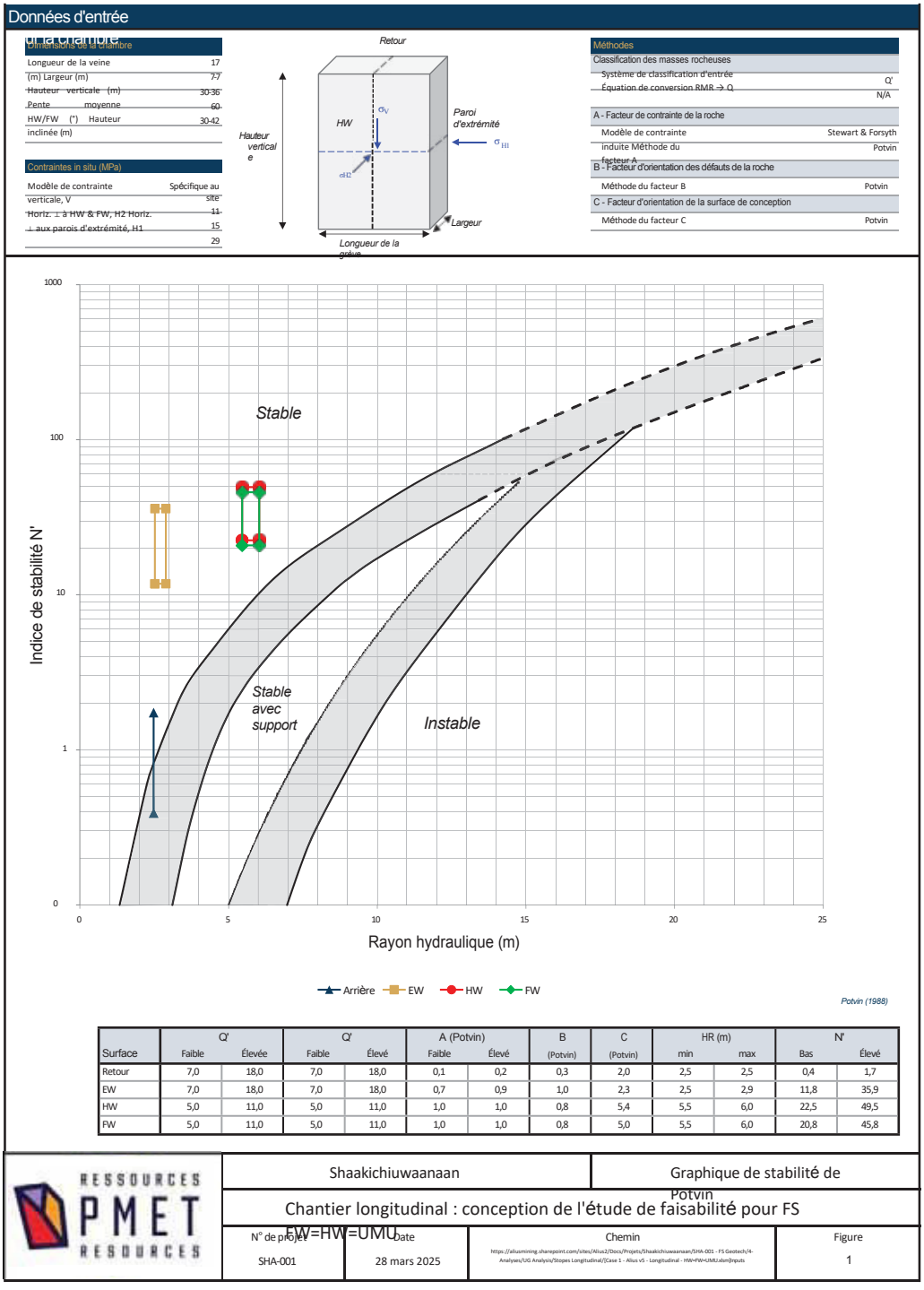
RESSOURCES PMET RESOURCES	Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité de Potvin
	Chantier transversal : étude de faisabilité pour HW=UMU FW=PASTE	
Numéro de projet: SHA-001	Date: 28/03/2025	Chemin: https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4- Analyses/UG Analysis/Stopes Transversas/[Case 13 - Alius v5 - Transversa - (PEG, HW = UMU, FW=Pâte) 30-36m.xlsm]Entrées	Figure: 1

Figure 117. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : ultramafique indifférencié ; FW : remblai.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Les figures 118 à 119 présentent la stabilité des galeries ouvertes pour les chantiers longitudinaux.



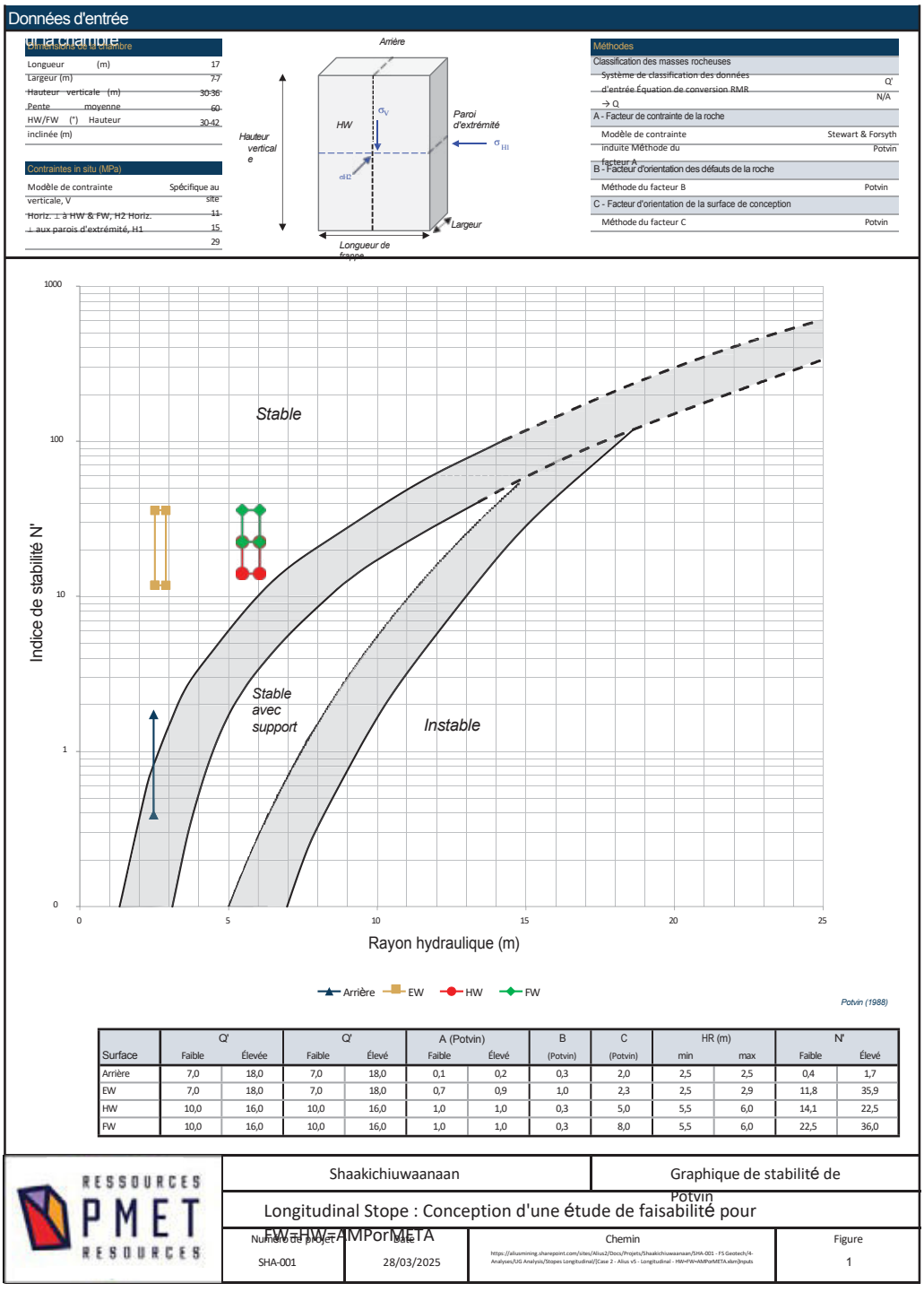
Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,1	0,2	0,3	2,0	2,5	2,5	0,4	1,7
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,7	0,9	1,0	2,3	2,5	2,9	11,8	35,9
HW	5,0	11,0	5,0	11,0	1,0	1,0	0,8	5,4	5,5	6,0	22,5	49,5
FW	5,0	11,0	5,0	11,0	1,0	1,0	0,8	5,0	5,5	6,0	20,8	45,8

RESSOURCES PMET RESOURCES	Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité de Potvin
	Chantier longitudinal : conception de l'étude de faisabilité pour FS	
	FW=HW=UMU	
N° de projet: SHA-001	Date: 28 mars 2025	Chemin: https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4-Analyses/UG Analysis/Stopes Longitudinal/[Case 1 - Alius v5 - Longitudinal - HW=FW=UMU.xlsm]Inputs
		Figure: 1

Figure 118. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : ultramafique indifférencié ; FW : ultramafique indifférencié.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



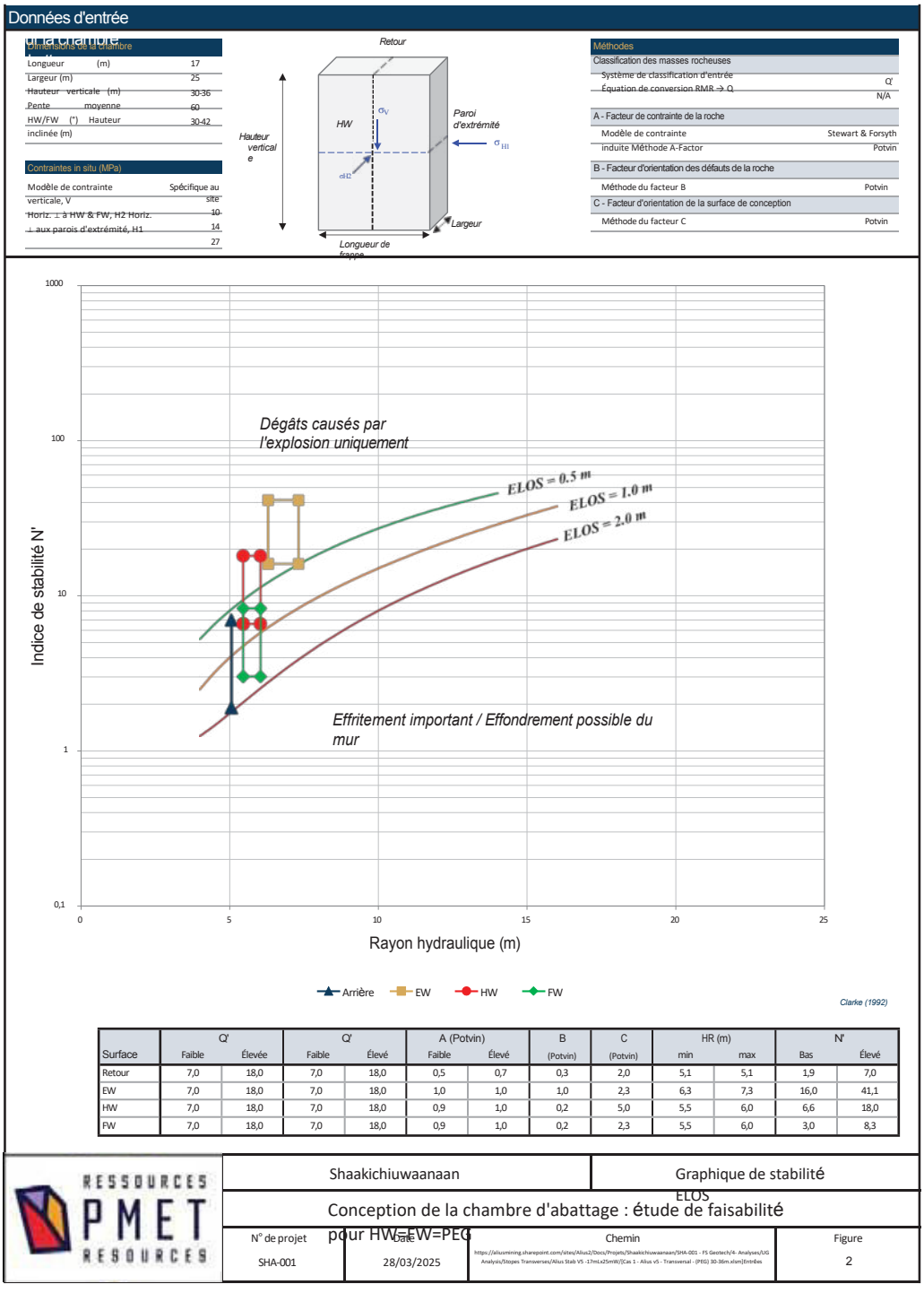
Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Faible	N' Élevé
Arrière	7,0	18,0	7,0	18,0	0,1	0,2	0,3	2,0	2,5	2,5	0,4	1,7
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,7	0,9	1,0	2,3	2,5	2,9	11,8	35,9
HW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	5,0	5,5	6,0	14,1	22,5
FW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	8,0	5,5	6,0	22,5	36,0

Figure 119. Tableau de stabilité des chantiers à ciel ouvert de Potvin – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : amphibolite ou métasédiments.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Les figures 120 à 129 présentent le diagramme ELOS pour les chantiers transversaux.

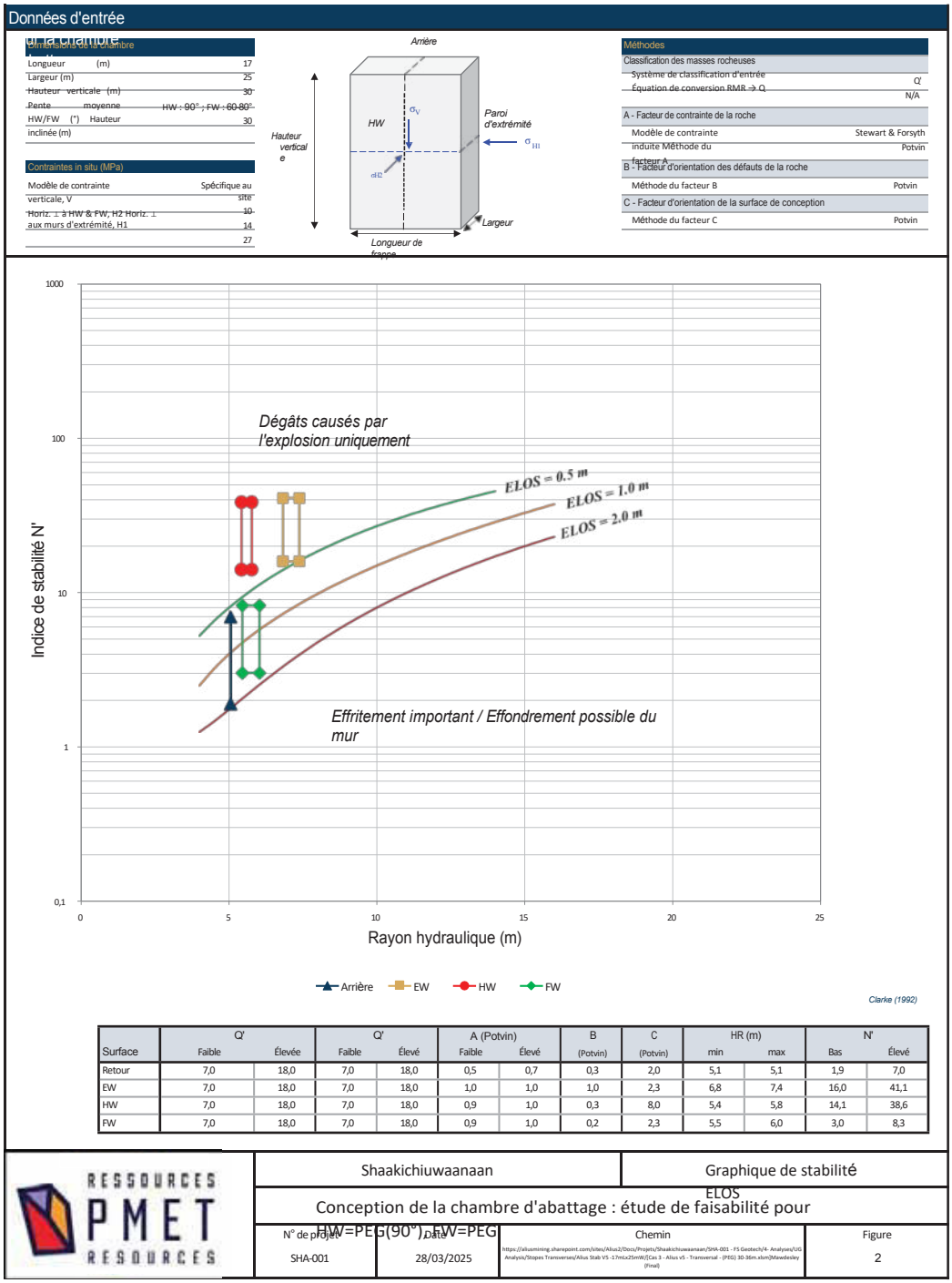


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	5,0	5,5	6,0	6,6	18,0
FW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	2,3	5,5	6,0	3,0	8,3

Figure 120. Tableau ELOS – HW : pegmatite ; FW : pegmatite.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

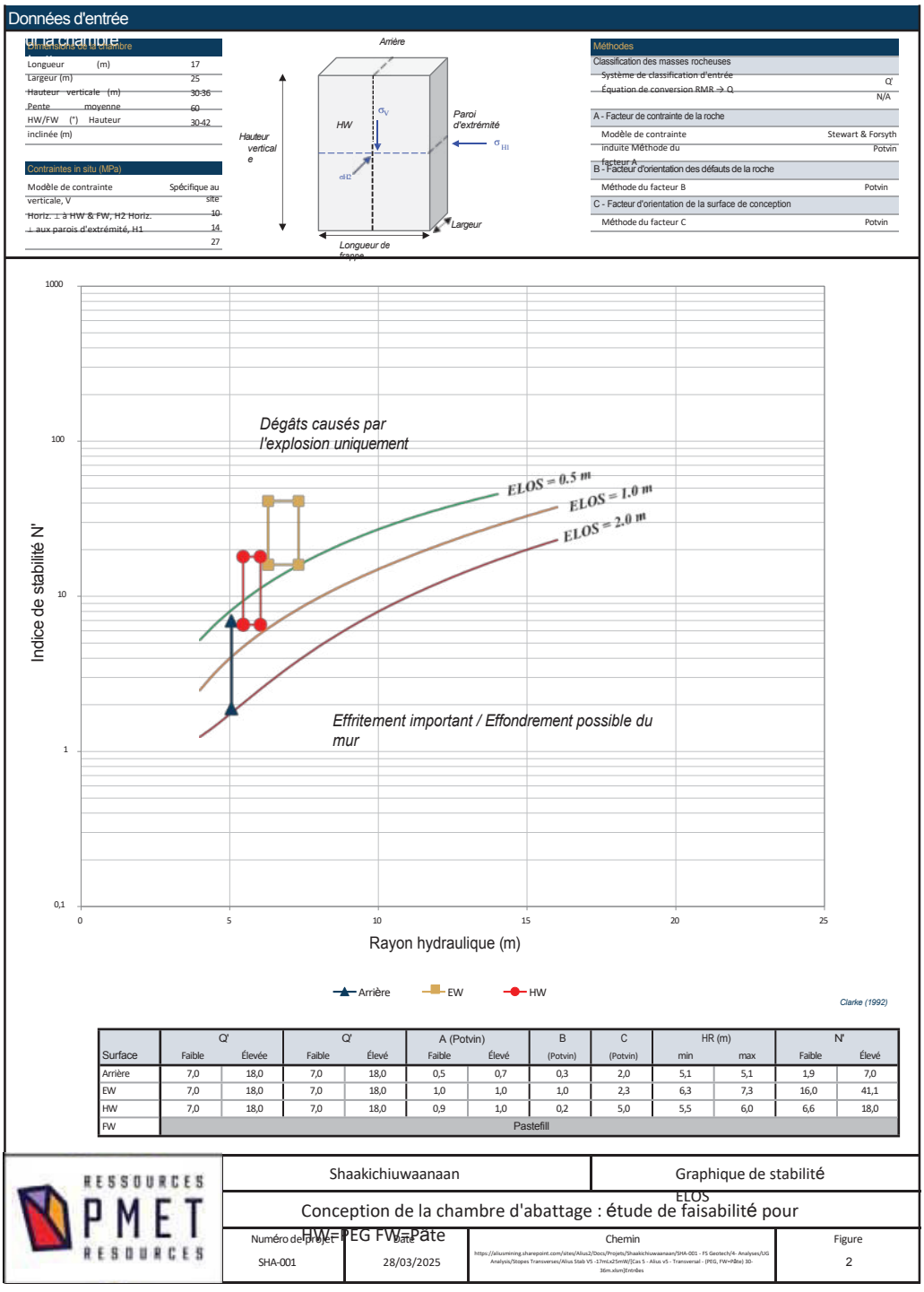


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,8	7,4	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,3	8,0	5,4	5,8	14,1	38,6
FW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	2,3	5,5	6,0	3,0	8,3

Figure 121. Tableau ELOS – HW : pegmatite (90°) ; FW : pegmatite.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

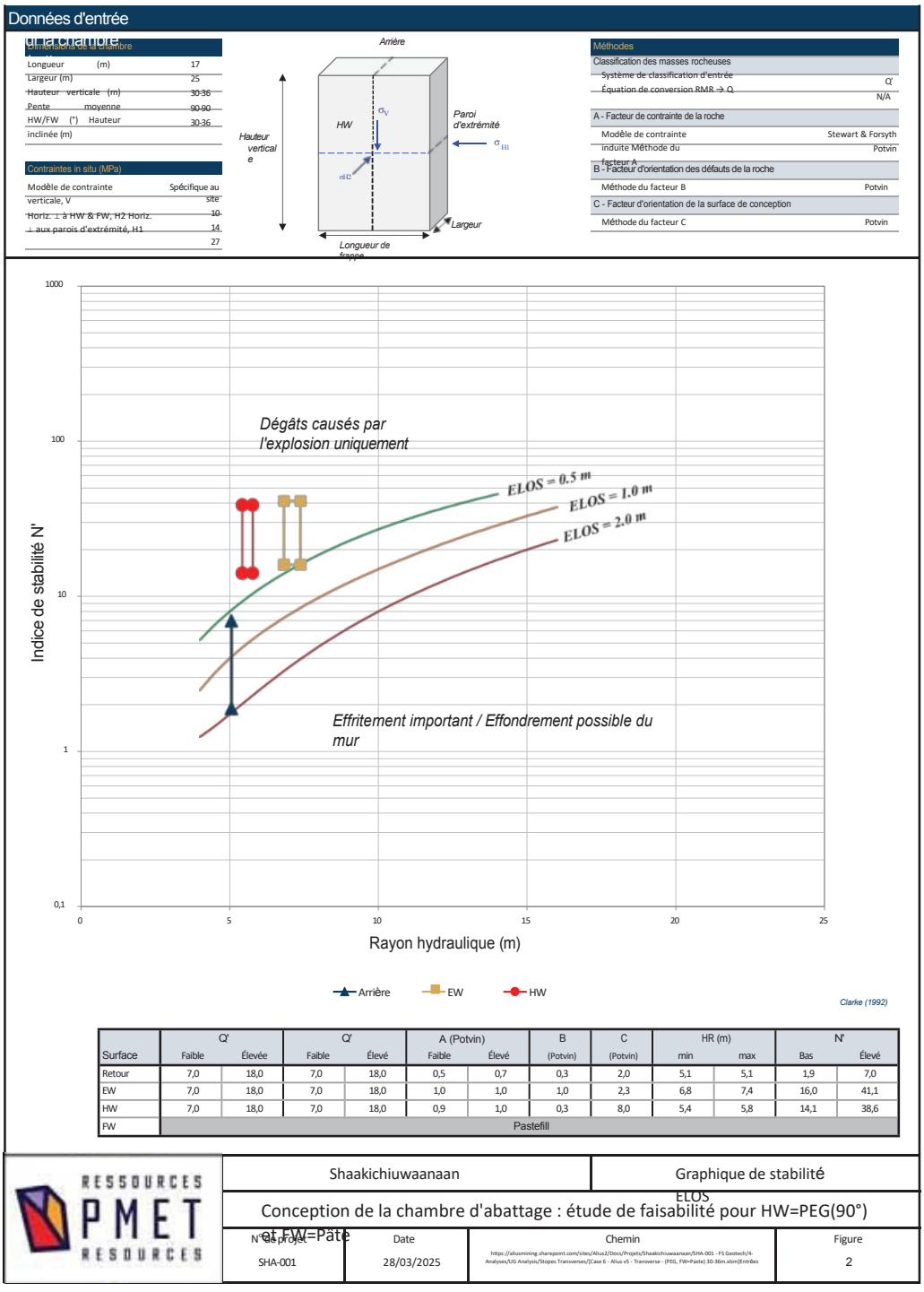


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Faible	N' Élevé
Arrière	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	5,0	5,5	6,0	6,6	18,0
FW	Pastefill											

Figure 122. Tableau ELOS – HW : pegmatite ; FW : remblai.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



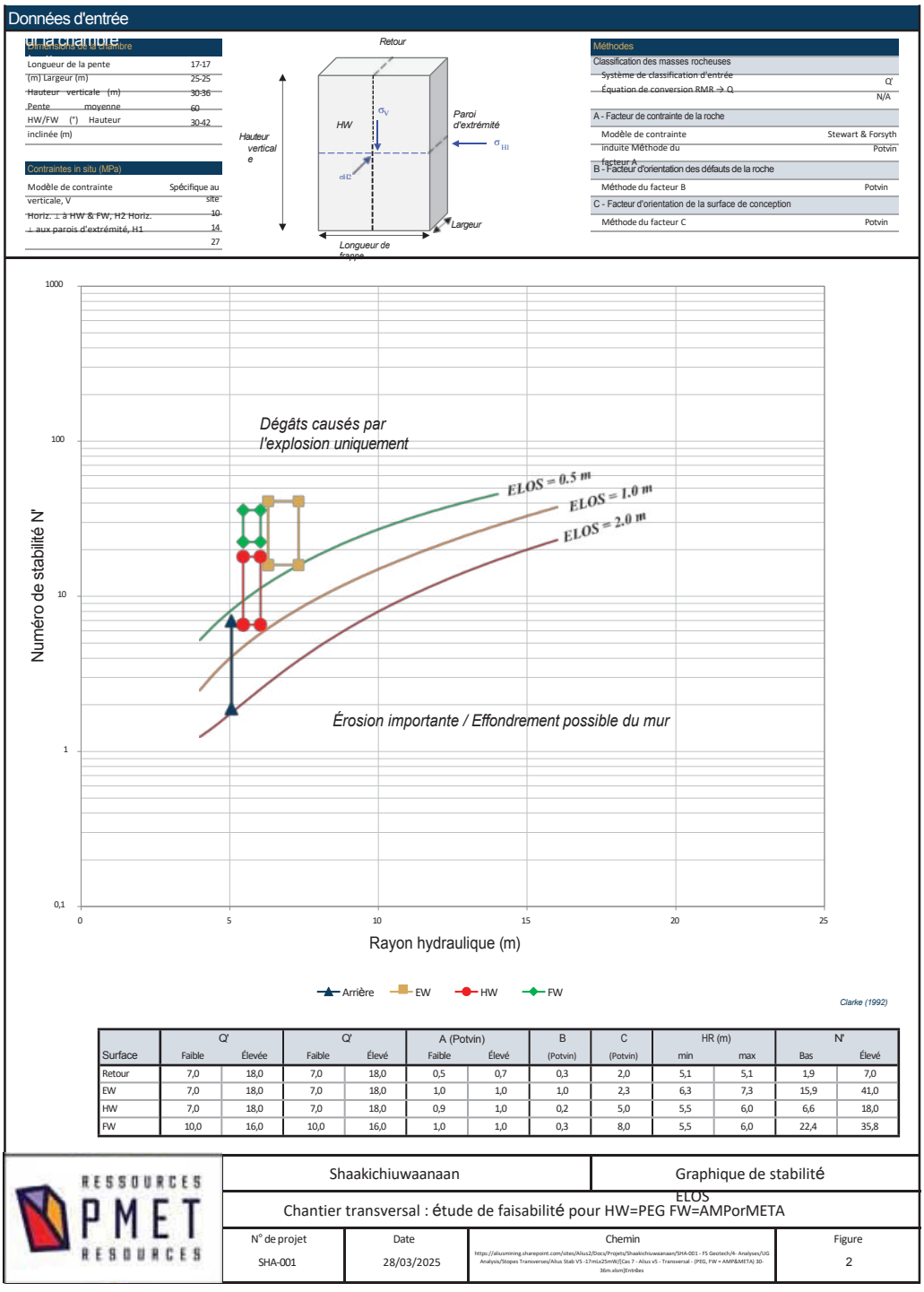
Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,8	7,4	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,3	8,0	5,4	5,8	14,1	38,6
FW	Pastefill											

RESSOURCES PMET RESOURCES	Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité ELOS
	Conception de la chambre d'abattage : étude de faisabilité pour HW=PEG(90°) et FW=Pâte	
N° de projet: SHA-001	Date: 28/03/2025	Chemin: https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4-Analyses/UG Analysis/Stopes Transversals/[Case 6 - Alius v5 - Transverse - (PEG, FW=Paste) 30-36m.xlsm]Entrées
		Figure: 2

Figure 123. Tableau ELOS – HW : pegmatite (90°) ; FW : remblai.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

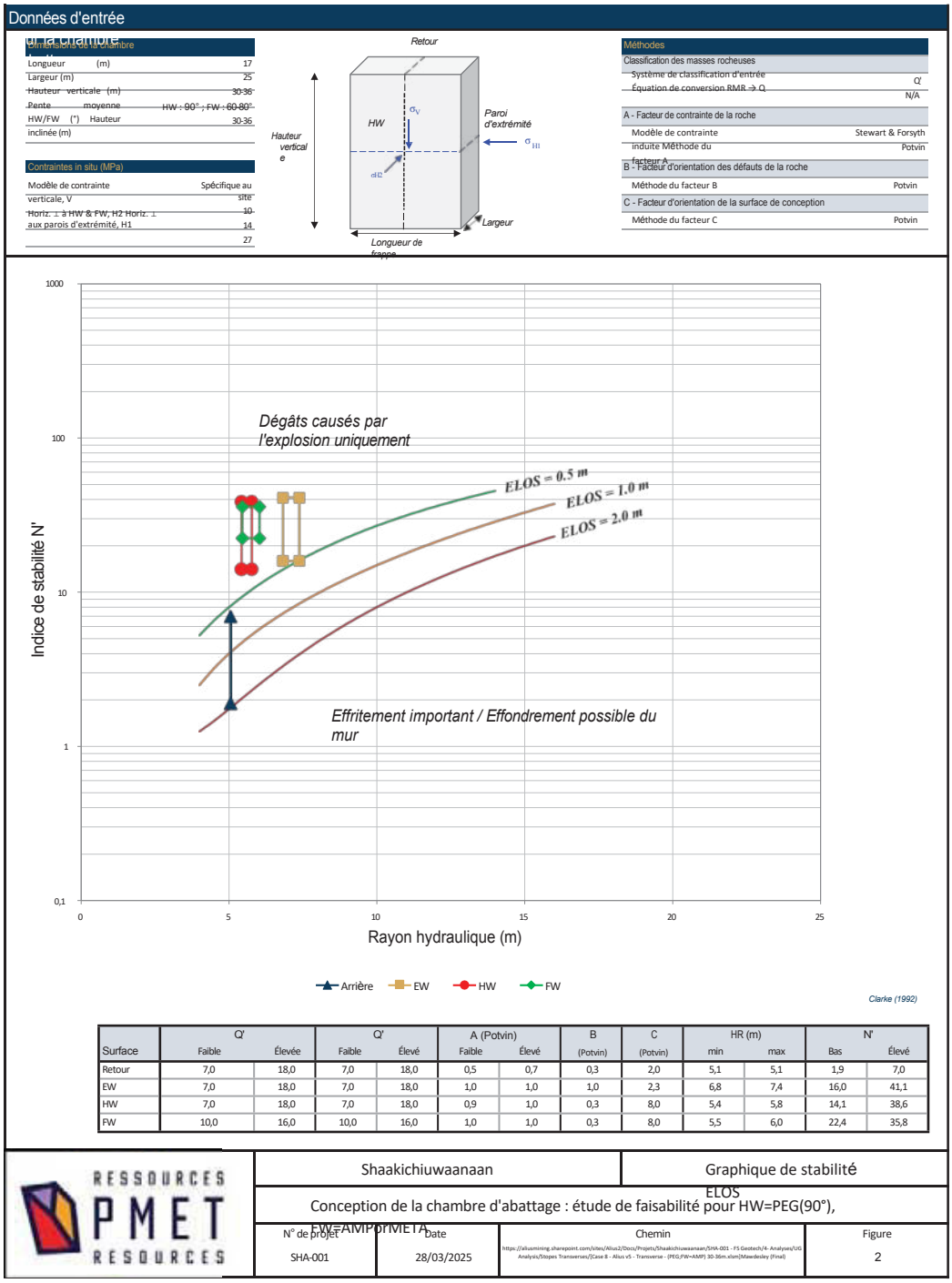


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	15,9	41,0
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	5,0	5,5	6,0	6,6	18,0
FW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	8,0	5,5	6,0	22,4	35,8

Figure 124. Tableau ELOS – HW : pegmatite ; FW : amphibolite ou métasédiments.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



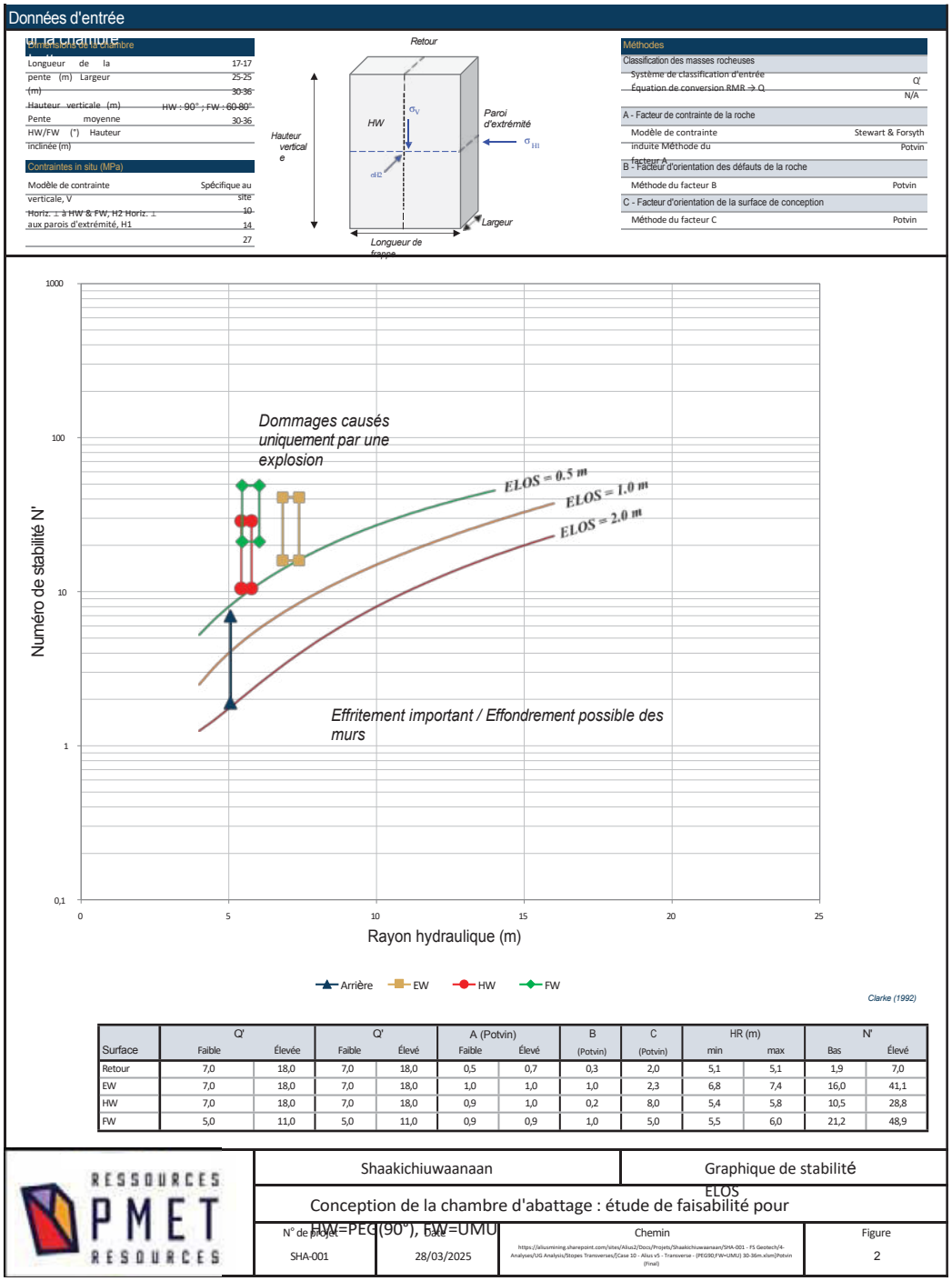
Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,8	7,4	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,3	8,0	5,4	5,8	14,1	38,6
FW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	8,0	5,5	6,0	22,4	35,8

RESSOURCES PMET RESOURCES	Shaakichiuwaanaan	Graphique de stabilité ELOS
	Conception de la chambre d'abattage : étude de faisabilité pour HW=PEG(90°), FW=AMP/PMETA	
N° de projet SHA-001	Date 28/03/2025	Chemin https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4- Analyses/UG Analysis/Stopes Transverses/[Case 8 - Alius v5 - Transverse - (PEG,FW=AMP) 30-36m.xlsm]Mawdesley (Final)
		Figure 2

Figure 125. Tableau ELOS – HW : pegmatite (90°) ; FW : amphibolite ou métasédiments.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

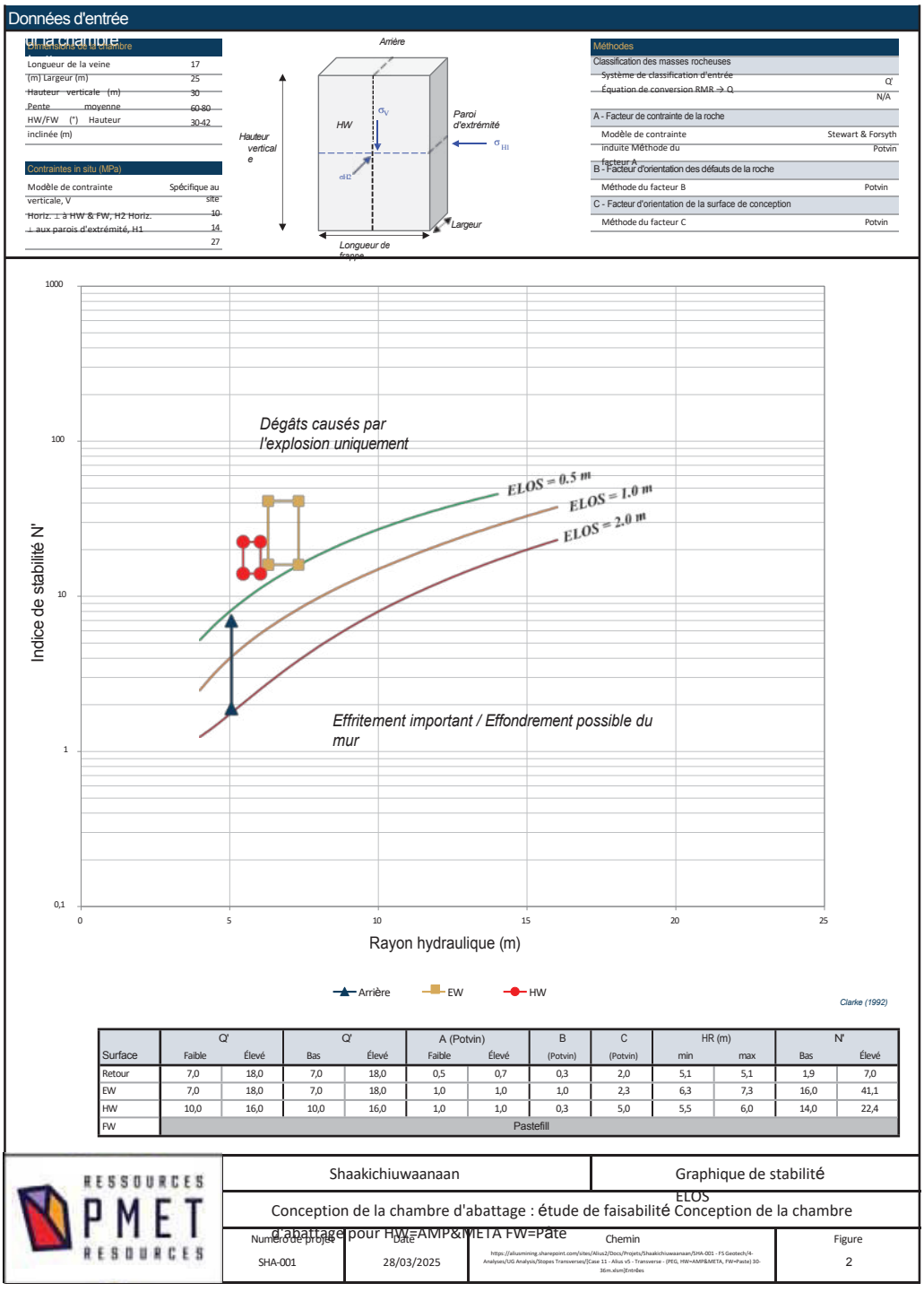


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,8	7,4	16,0	41,1
HW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	8,0	5,4	5,8	10,5	28,8
FW	5,0	11,0	5,0	11,0	0,9	0,9	1,0	5,0	5,5	6,0	21,2	48,9

Figure 126. Tableau ELOS – HW : pegmatite (90°) ; FW : ultramafique indifférencié.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

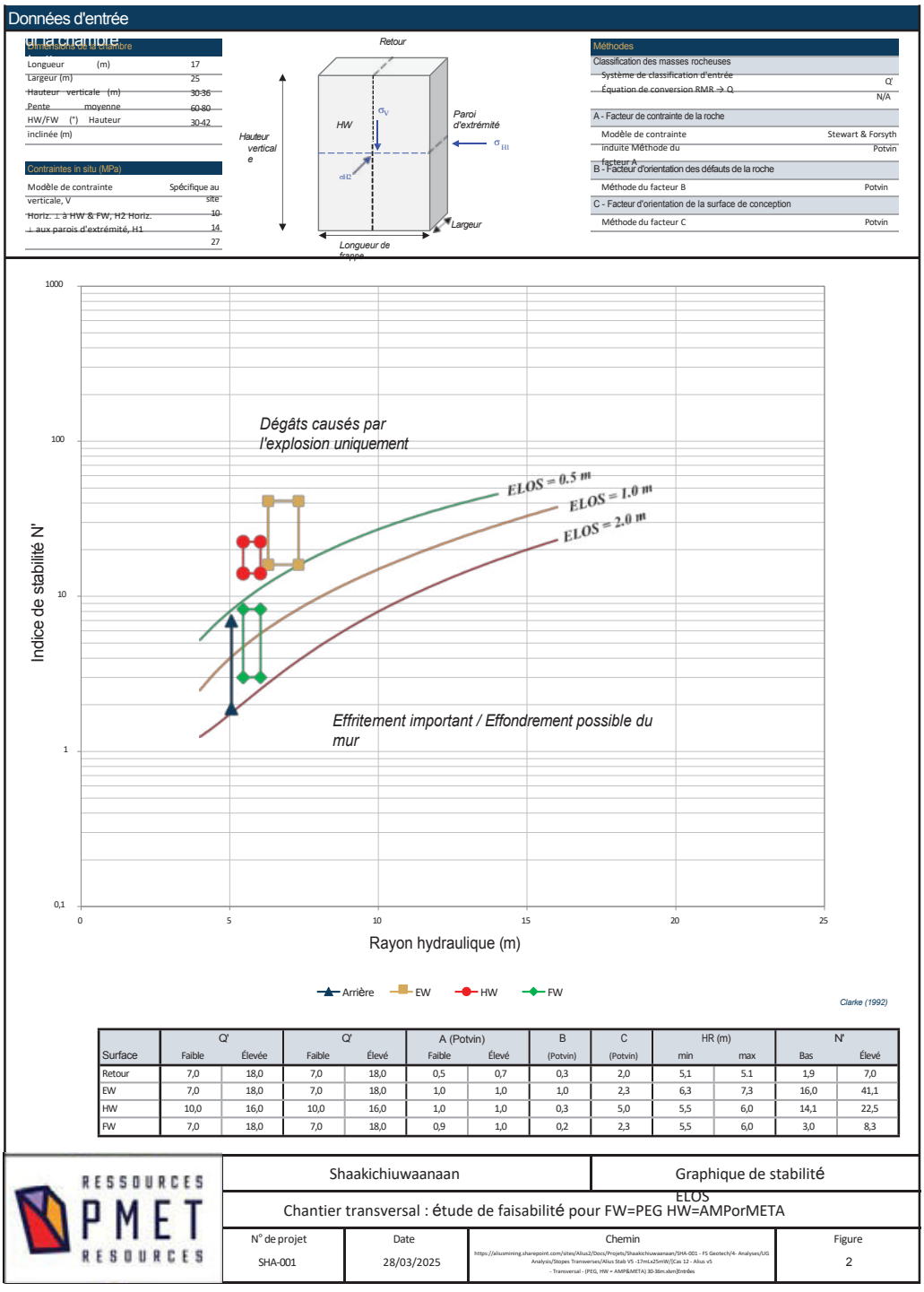


Surface	Q' Faible	Q' Élevé	Q' Bas	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	5,0	5,5	6,0	14,0	22,4
FW	Pastefill											

Figure 127. Tableau ELOS – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : remblai.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

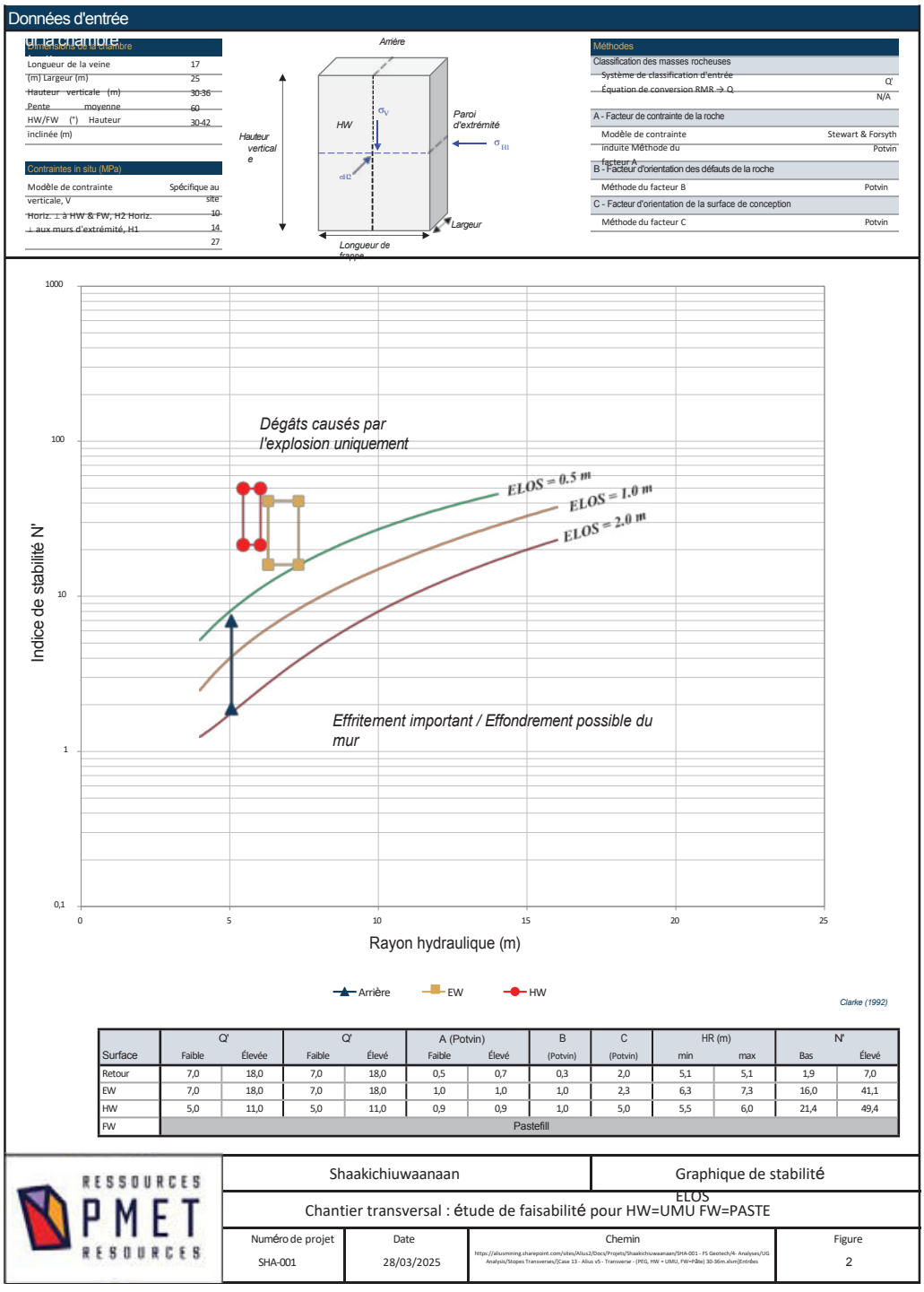


Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	5,0	5,5	6,0	14,1	22,5
FW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,9	1,0	0,2	2,3	5,5	6,0	3,0	8,3

Figure 128. Tableau ELOS – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : pegmatite.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



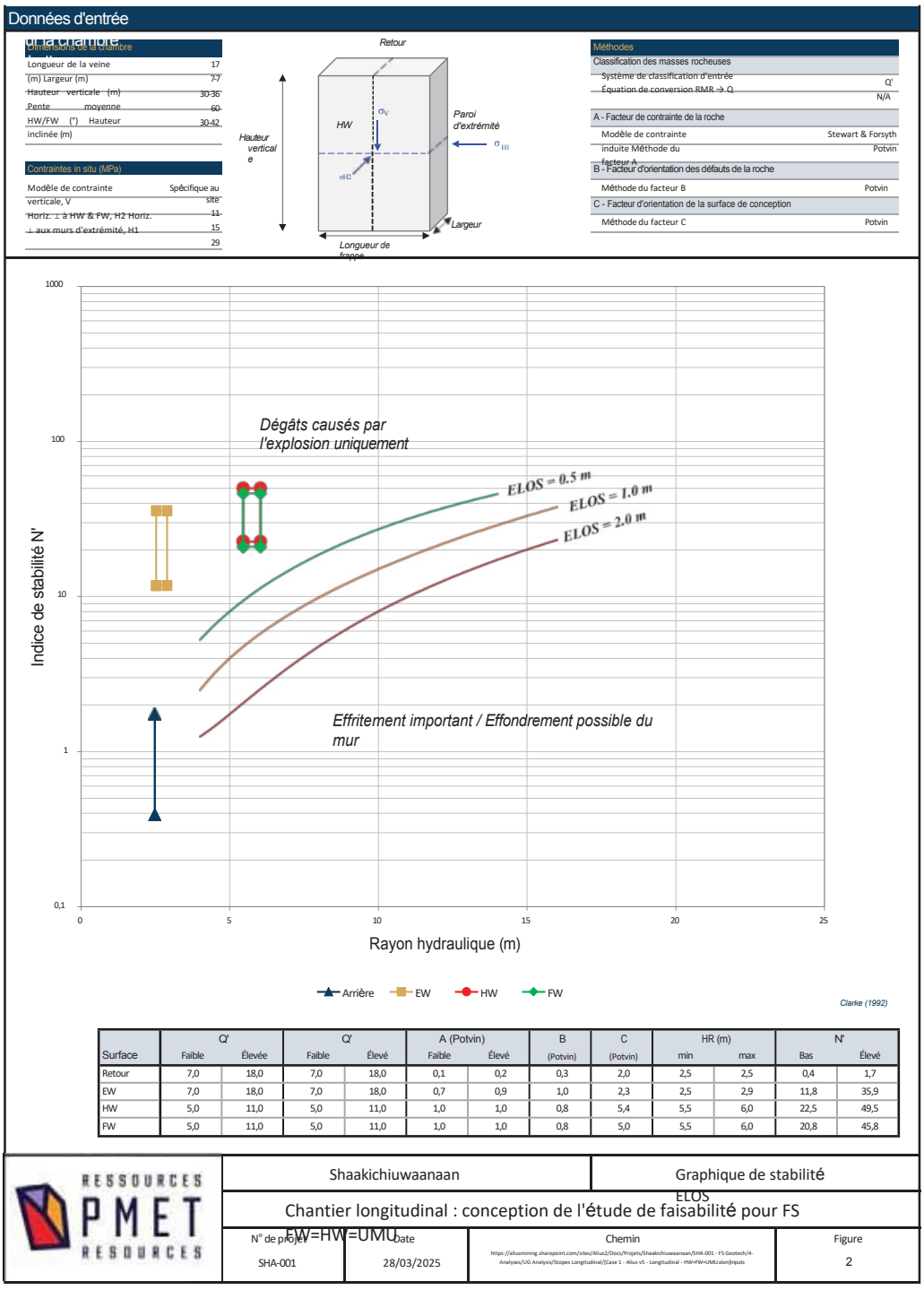
Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,5	0,7	0,3	2,0	5,1	5,1	1,9	7,0
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	1,0	1,0	1,0	2,3	6,3	7,3	16,0	41,1
HW	5,0	11,0	5,0	11,0	0,9	0,9	1,0	5,0	5,5	6,0	21,4	49,4
FW	Pastefill											

Figure 129. Tableau ELOS – HW : ultramafique indifférencié ; FW : remblai.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Les figures 130 à 131 présentent le tableau ELOS pour les chantiers longitudinaux.



Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,1	0,2	0,3	2,0	2,5	2,5	0,4	1,7
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,7	0,9	1,0	2,3	2,5	2,9	11,8	35,9
HW	5,0	11,0	5,0	11,0	1,0	1,0	0,8	5,4	5,5	6,0	22,5	49,5
FW	5,0	11,0	5,0	11,0	1,0	1,0	0,8	5,0	5,5	6,0	20,8	45,8

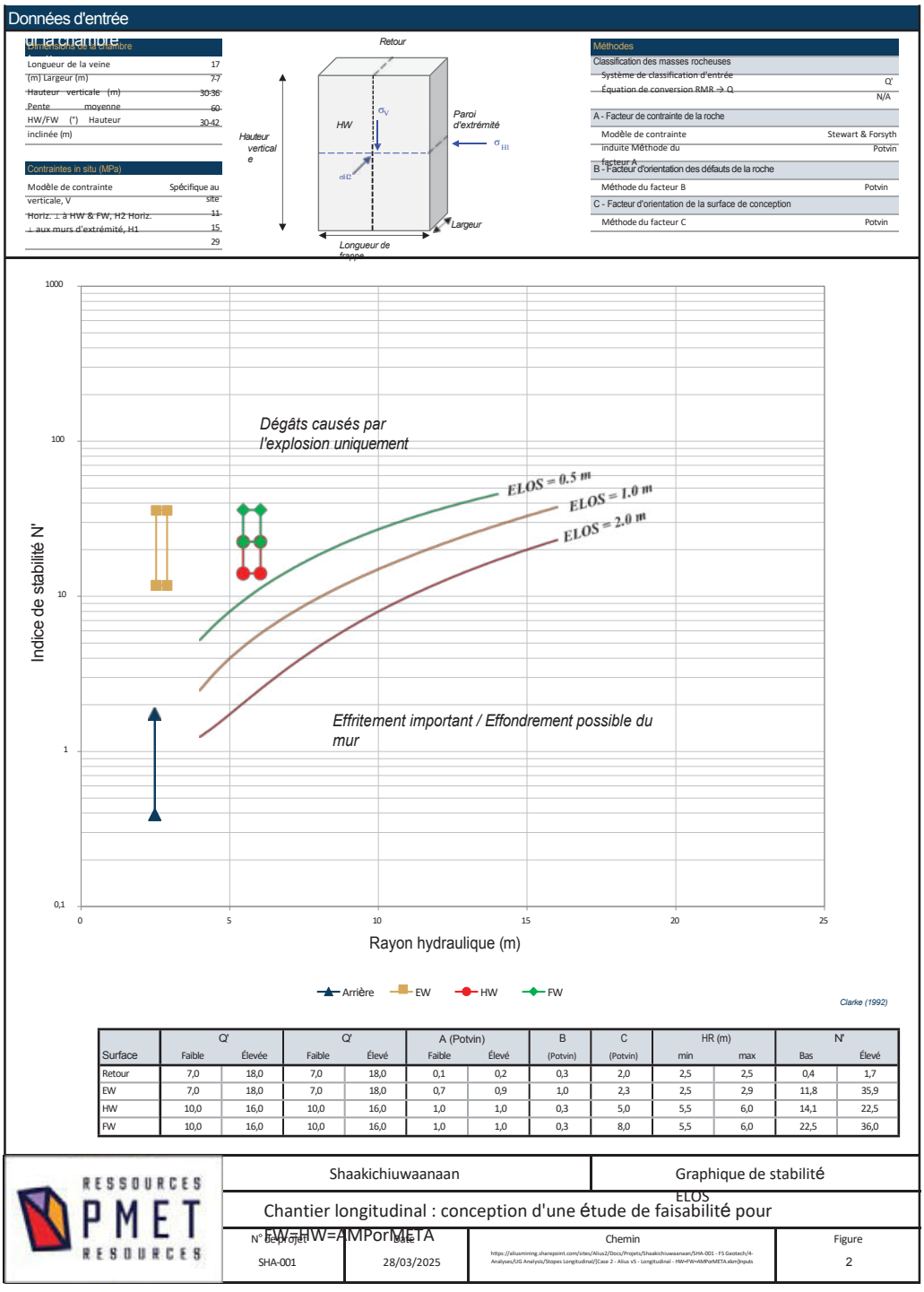
RESSOURCES PMET RESSOURCES

Shaakichiuwaanaan		Graphique de stabilité ELOS	
Chantier longitudinal : conception de l'étude de faisabilité pour FS FW=HW=UMU			
N° de projet	Date	Chemin	Figure
SHA-001	28/03/2025	https://aliusmining.sharepoint.com/sites/Alius2/Docs/Projets/Shaakichiuwaanaan/SHA-001 - FS Geotech/4-Analyses/UG Analysis/Stopes Longitudinal/[Case 1 - Alius v5 - Longitudinal - HW=FW=UMU.xlsm]Inputs	2

Figure 130. Tableau ELOS – HW : ultramafique indifférencié ; FW : ultramafique indifférencié.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification



Surface	Q' Faible	Q' Élevée	Q' Faible	Q' Élevé	A (Potvin) Faible	A (Potvin) Élevé	B (Potvin)	C (Potvin)	HR (m) min	HR (m) max	N' Bas	N' Élevé
Retour	7,0	18,0	7,0	18,0	0,1	0,2	0,3	2,0	2,5	2,5	0,4	1,7
EW	7,0	18,0	7,0	18,0	0,7	0,9	1,0	2,3	2,5	2,9	11,8	35,9
HW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	5,0	5,5	6,0	14,1	22,5
FW	10,0	16,0	10,0	16,0	1,0	1,0	0,3	8,0	5,5	6,0	22,5	36,0

Figure 131. Tableau ELOS – HW : amphibolite ou métasédiments ; FW : amphibolite ou métasédiments.

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

G Évaluation de la résistance du remblai cimenté

La méthode modifiée du remblai exposé proposée par Li et Aubertin (2012) et la solution généralisée développée par Belem et al. (2022) sont présentées ci-dessous sur la base de la terminologie utilisée dans la figure 132.

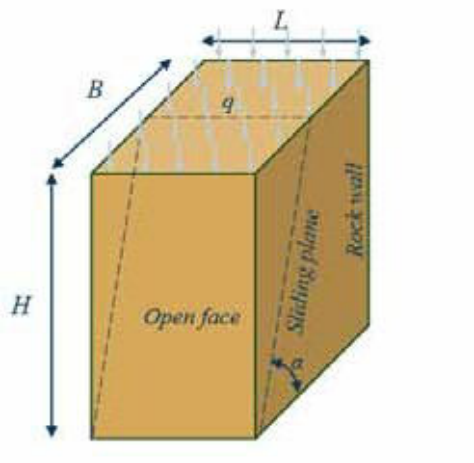


Figure 132. Configuration de la chambre adoptée pour l'évaluation des exigences en matière de résistance du remblai (reproduite à partir de Li et Aubertin (2012)).

La méthode proposée par Li et Aubertin (2012) estime la résistance requise du remblai en pâte cimentée pour les chantiers où le remblai est exposé. L'approche repose sur deux critères de validité basés sur le rapport hauteur/largeur du chantier et la pente du remblai :

$$Critère : \frac{H}{B} \geq \tan \alpha \qquad \textit{(équation 43)}$$

Où H = hauteur de la chambre (m) B = largeur de la chambre (m) $\alpha = 45^{2}+ \varphi$ (°)
φ = Angle de frottement interne du remblai (°)

Dans ce cas, la cohésion requise du remblai est calculée à l'aide de l'équation suivante :

$$c = \frac{(p_0 + \gamma \cdot H^*)/2}{FoS - \frac{\tan\varphi}{\tan\alpha} \cdot \sin(2\alpha)^{-1} + \frac{\rho b \cdot H^*}{L}} \qquad \textit{(équation 44)}$$

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Où c = Cohésion du remblai (kPa)
$H^* = H - \frac{B\tan\alpha}{2}$ est la hauteur équivalente du bloc en coin (m)
p_0 = Charge supplémentaire sur le remblai (kN) γ = Poids unitaire du remblai (kN/m^3) FoS = Facteur de sécurité cible (–)
r_b = Rapport d'adhérence de l'interface remblai-roche (–)
L = Longueur de la chambre (m)

Si le critère ci-dessus n'est pas respecté, le critère suivant s'applique :

$$Critère : \frac{H}{B} < \tan\alpha \quad \textit{(équation 45)}$$

Dans ce cas, la cohésion est calculée à l'aide d'une autre expression :

$$c = \frac{p_0 + (\gamma \cdot H)/2}{2 \quad FoS \frac{\tan\varphi}{\tan\alpha} \cdot \sin(2\alpha)^{-1} + \frac{r_b \cdot H}{L}} \quad \textit{(équation 46)}$$

Une fois la cohésion déterminée pour l'un ou l'autre critère, la résistance à la compression non confinée requise du remblai peut être évaluée comme suit :

$$\text{UCS} = 2\,c \cdot \tan\left(45 + \frac{\varphi}{2}\right) \quad \textit{(équation 47)}$$

Où UCS = résistance à la compression non confinée du remblai (kPa)

La solution généralisée de Belem et al. (2022) s'applique à tous les types de chantiers. La résistance CPB requise est obtenue à l'aide de cette expression simplifiée :

$$\text{UCS} = \frac{q \cdot S + \gamma \cdot H^* \cdot W}{F^{-1} + C + T} \quad \textit{(eq.48)}$$

Où S = Facteur de surcharge, équation 49 W = Facteur de poids du bloc, équation 50 F = Facteur de sécurité, équation 51
$C + T$ = Facteur de cohésion et de traction, équation 52
q = Charge supplémentaire sur le remblai (kPa)
γ = Poids unitaire du remblai (kPa/m)

Les variables S, W, F et $C + T$ sont définies ci-dessous :

$$S = 1 - m \cdot f \quad \textit{(équation 49)}$$

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Où m = nombre de contacts latéraux (0, 1 ou 2)

f = coefficient, $f = \frac{H^*}{L \cdot (K \cdot \tan \delta)}$

K = Coefficient de pression du sol (–)

δ = Angle de frottement interne du remblai (°)

$$W = 1 - 0{,}5\, m \cdot f \qquad \textit{(équation 50)}$$

$$F = \text{FoS} \cdot \tan \alpha - \tan \varphi^{J} \cdot \sin(2\alpha) \qquad \textit{(équation 51)}$$

Où $\alpha = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}$ (°)

φ^* = Angle de frottement effectif du remblai, $\varphi^* = \frac{\delta}{R_f}$

R_f = Facteur de réduction/dégradation $\frac{\delta}{\phi}$ (–)

$$C + T = \frac{R_c}{\tan \alpha} \quad 0{,}5\, m \, \frac{H^*}{L} + \frac{nH^J}{B} \cdot \tan \beta \qquad \textit{(équation 52)}$$

Où R_c = rapport adhérence-cohésion, $R_c = \frac{C_b}{c'}$

C_b = Cohésion à l'interface (°)

c^* = Cohésion interne du remblai (°)

n = Nombre de contacts avec la paroi arrière (0 ou 1)

$H^* = H - (B \cdot \tan \alpha)\, \beta$

$= \frac{\pi}{4} + \frac{\delta}{2}$ (°)

Copyright © 2026 Alius Mine Consulting Inc. Tous droits réservés.

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Ce rapport a été traduit de l'anglais par PMET au moyen d'outils d'intelligence artificielle et le contenu n'a pas fait l'objet d'une vérification

Annexe K

Étude d'évaluation des impacts en cas de bris de digue du barrage du Lac 001 (Atkins, 2026c)

AtkinsRéalis	NOTE TECHNIQUE Projet Shaakichiuwaanaan – Gestion de l'eau et des Résidus		
	Numéro de document : PMT-003-4GA-MEM-0001 Réf. AtkinsRéalis: 708538-6300-4HER-001	**Rév.** VB	**Date :** March 5, 2026

Titre du document: **ANALYSE DES RUPTURES DE BARRAGE ET CLASSIFICATION DES CONSÉQUENCES POUR LES BARRAGES DU LAC 001**

Client: **PMET RESOURCES INC.**

Projet: **PROJET SHAAKICHIUWAANAAN – GESTION DE L'EAU ET DES RÉSIDUS – OPTIMISATION DE L'ÉTUDE DE FAISABILITÉ**

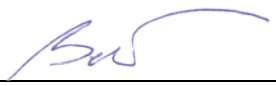
Préparé par: Abdolvahid Mohammadian, Ph.D, P.Eng.
Titre : Ingénieur en hydrotechnique
#PEO : 100578122



Révisé par: Holman Tellez, M.Sc.A., ing.
Titre : Ingénieur hydrotechnique expert
#OIQ : 6083507



Approuvé par: Bruno Morissette, ing.
#OIQ: 125157



Avis au lecteur

Le présent rapport est une traduction de la version anglophone du rapport portant le même numéro. En cas de disparité entre ces 2 rapports, la version anglophone prime.

Le présent rapport a été préparé et les travaux qui y sont mentionnés ont été réalisés par AtkinsRéalis Canada Inc. (AtkinsRéalis), à l'usage exclusif de Patriot Battery Metals Inc., qui a participé à l'élaboration de la portée des travaux et en comprend les limites. La méthodologie, les résultats, les conclusions et les recommandations contenus dans le présent rapport sont fondés uniquement sur la portée des travaux et sont soumis aux considérations de temps et de budget décrites dans la proposition et/ou le contrat en vertu desquels le présent rapport a été publié. Toute utilisation, confiance ou décision prise par un tiers sur la base du présent rapport relève de la seule responsabilité dudit tiers. AtkinsRéalis décline toute responsabilité pour les dommages que pourrait subir ou encourir un tiers à la suite de l'utilisation, de la confiance accordée ou de toute décision prise sur la base du présent rapport.

Les constatations, conclusions et recommandations contenues dans le présent rapport (i) ont été élaborées d'une manière conforme au niveau de compétence normalement exercé par des professionnels exerçant actuellement dans des conditions similaires dans le domaine, et (ii) reflètent le meilleur jugement d'AtkinsRéalis sur la base des informations disponibles au moment de la préparation du présent rapport. Aucune autre garantie, expresse ou implicite, n'est donnée concernant les services professionnels fournis à Patriot Battery Metals Inc. ou les résultats, conclusions et recommandations contenus dans le présent rapport. Les résultats et conclusions contenus dans le présent rapport ne sont valables qu'à la date du rapport et peuvent être basés, en partie, sur des informations fournies par des tiers. Si certaines informations s'avèrent inexactes, si de nouvelles informations sont découvertes ou si les paramètres du projet changent, des modifications du présent rapport peuvent s'avérer nécessaires.

Ce rapport doit être lu dans son intégralité, car des sections sorties de leur contexte peuvent être trompeuses. En cas de divergence entre la version préliminaire (projet) et la version finale de ce rapport, c'est la version finale qui prévaut. Aucune partie de ce rapport n'est destinée à constituer ou à fournir un avis juridique.

Le contenu du présent rapport est confidentiel et exclusif. À l'exception de Patriot Battery Metals Inc., la copie ou la distribution du présent rapport, ainsi que l'utilisation ou l'exploitation des informations qu'il contient, en tout ou en partie, ne sont pas autorisées sans l'autorisation écrite expresse de Patriot Battery Metals Inc. et d'AtkinsRéalis.

Liste des révisions

#	Prép.	Rév.	App.	Date	Pages	Remarques
VA	AM			2026-02-23	Toutes	Soumis pour revue interne
VB	AM	HT	BM	2026-03-04	Toutes	Soumis pour revue client

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

Table des matières

1 I NTRODUCTION 1

1.1 Contexte 1

1.2 Mandat 1

1.3 Zone d'étude 2

1.4 Aperçu de la méthodologie 3

2 Données hydrotechniques 4

2.1 Débit de crue 4

3 Caractéristiques des barrages 6

4 Paramètres de rupture 8

5 Scénario de rupture 10

6 Modélisation des inondations 12

6.1 Configuration du modèle numérique 12

6.2 Conditions aux limites 13

7 Résultats de la rupture du barrage 14

8 Analyse des conséquences et classification des barrages 19

8.1 Analyse des conséquences 19

8.1.1 Sur la population à risque (PAR) et pertes potentielles en vies humaines 22

8.1.2 Dommages environnementaux et culturels 22

8.1.3 Dommages infrastructurels et économiques 22

8.2 Classification des barrages 23

9 RÉFÉRENCES 24

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

Liste des tableaux

Tableau -3-1 Caractéristiques générales des barrages de confinement TSF 6
Tableau -4-1 Paramètres de rupture et valeurs adoptées pour les barrages du lac 001.....9
Tableau -7-1 Résultats du modèle à certains emplacements principaux (conditions météorologiques favorables).....15
Tableau -7-2 Résultats du modèle à certains endroits principaux (conditions induites par les inondations).....16
Tableau -8-1 Classification des conséquences d'une rupture de barrage (CDA 2013).....21
Tableau -8-2 Résumé de la classification des barrages.....23

Liste des figures

Figure -1-1 Zone d'étude et emplacement des éléments clés.....2
Figure -2-1 Débit entrant, débit sortant et niveau d'eau dans le lac 001 4
Figure -2-2 Bassin versant du lac 027 et ses sous-bassins versants.....5
Figure -2-3 Hydrogrammes PMF des sous-bassins versants se déversant dans le lac 027 5
Figure -31- Coupe type du barrage West-Pit.....6
Figure -3-2 Coupe type du barrage East-Pit (barrage central dans Figure -33) 7
Figure -3-3 Vue en plan des barrages de retenue ; à gauche : barrage West-Pit ; à droite : barrages East-Pit.....7
Figure -4-1 Schéma de la rupture et définition des paramètres 8
Figure -5-1 Hydrogrammes de rupture du barrage West-Pit.....11
Figure -6-1 Grille du modèle numérique.....12
Figure -7-1 Emplacements critiques sélectionnés pour l'analyse des conséquences 14
Figure -7-2 Zone inondée par temps clément (colorée en fonction de la profondeur incrémentielle de l'inondation) 17
Figure -7-3 Zone inondée dans des conditions d'inondation (couleurs correspondant à la profondeur maximale de l'inondation) 17
Figure -7-4 : Comparaison entre les conditions de rupture et de non-rupture (scénario d'inondation) .18

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

1 I NTRODUCTION

1.1 Contexte

AtkinsRéalis a réalisé l'étude de faisabilité des opérations minières à ciel ouvert et souterraines associées au projet minier Shaakichiuwaanaan, dans le nord du Québec.

L'exploitation à ciel ouvert nécessite la construction de deux barrages de retenue d'eau dans le Lac 001 :

- **Barrage de retenue de la fosse ouest (phase 1) :**

Ce barrage sera construit avant le développement de la fosse ouest afin d'isoler la partie ouest du Lac 001 et de maintenir le niveau du lac à environ 373 m au-dessus du niveau de la mer. Un fossé de dérivation a été proposé pour rediriger les flux du Lac 001 vers le Lac 005 autour du périmètre nord de la fosse.

- **Barrage de retenue East Pit (phase 2) :**

Un deuxième barrage de dérivation sera construit pour l'agrandissement de la fosse Est afin de maintenir le niveau d'eau du Lac 001 et d'assurer le contournement continu des flux autour de la zone minière.

Ces barrages, en tant que structures de retenue d'eau, ont été initialement classés dans la catégorie CDA (2007) sur la base d'une évaluation simplifiée sur ordinateur des conditions en aval prévues pendant les futures opérations de la fosse. L'évaluation actuelle vise à valider la classification globale précédente et à caractériser les conséquences potentielles dans les zones en aval.

1.2 Mandat

AtkinsRéalis a été mandaté par PMET pour réaliser l'analyse de rupture de barrage (DBA) et la classification des barrages pour les barrages proposés des fosses Ouest et Est du Lac 001.

L'objectif de ce travail est le suivant:

- Évaluer les scénarios de rupture potentiels pour les deux barrages dans des conditions météorologiques normales et extrêmes.
- Évaluer les dommages en aval à partir des cartes d'inondation et des principaux paramètres de rupture et d'inondation, notamment la profondeur, la vitesse et le temps d'arrivée des eaux.
- Déterminer/valider les classifications appropriées des barrages en fonction des conséquences d'une rupture, conformément aux directives applicables en matière de sécurité des barrages (c'est-à-dire la CDA).

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

1.3 Zone d'étude

Figure -1-1 illustre la zone d'étude et l'emplacement des éléments clés du lac 001 au lac 027. La sortie naturelle existante du Lac 001 relie le Lac 001 au Lac 027.

Le système de barrages de coupure et le canal de dérivation ont été conçus pour rediriger en toute sécurité les écoulements du Lac 001, garantissant ainsi que la partie amont du lac soit complètement isolée de la zone minière tout en maintenant des débits normaux pendant toute la durée d'exploitation de la mine. Afin de gérer efficacement les écoulements d'eau autour de la fosse, le canal de dérivation a été conçu avec une hauteur de fond de déversoir fixée à 373 m.

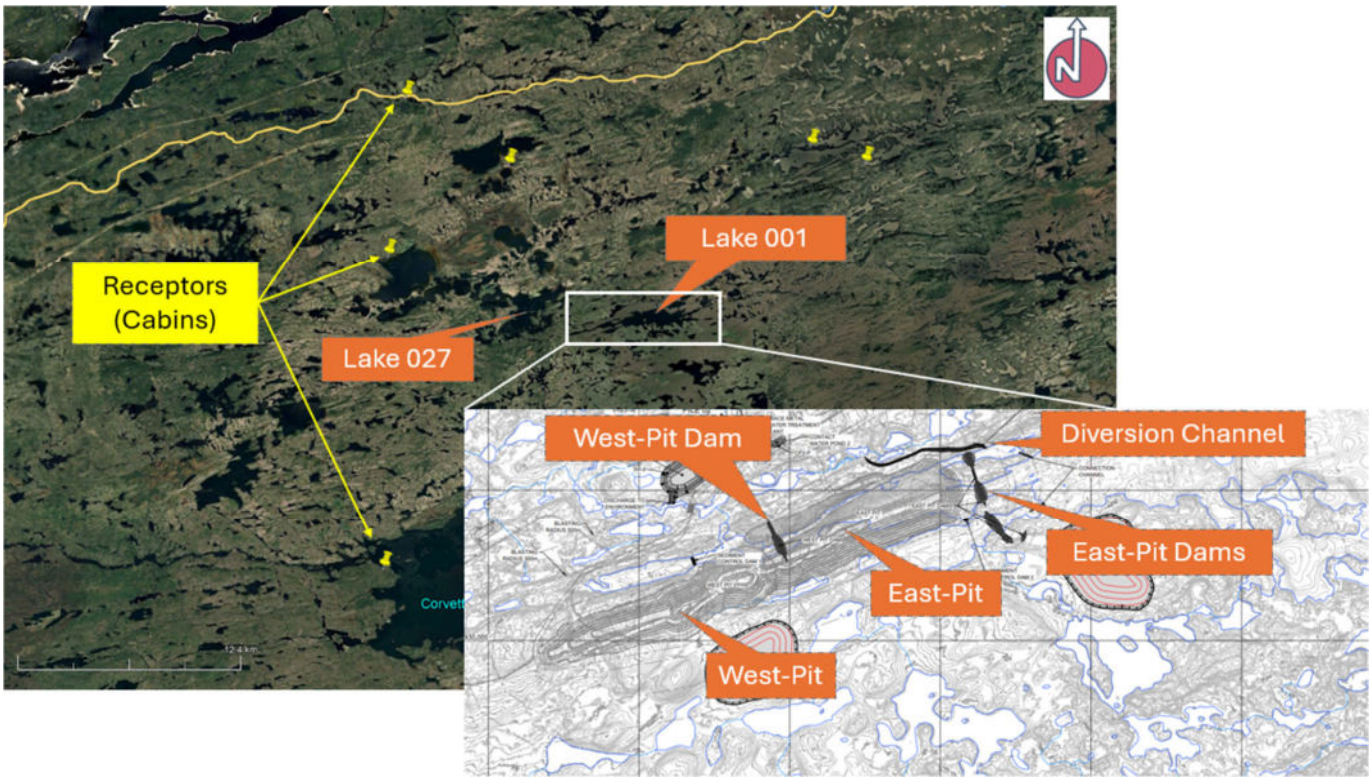


Figure -1-1 Zone d'étude et emplacement des éléments clés

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

1.4 Aperçu de la méthodologie

Une analyse de rupture de barrage (DBA) a été réalisée afin d'évaluer les conséquences potentielles d'une rupture sur les zones en aval du Lac 001. Conformément aux recommandations de la CDA, deux conditions hydrologiques ont été évaluées comme conditions initiales du site :

- Temps clément (ou journée ensoleillée) ; et
- Conditions d'inondation (ou jour de pluie).

AtkinsRéalis a examiné les modes de rupture crédibles pour les barrages de retenue du Lac 001 conformément aux directives de la CDA, en tenant compte de l'ensemble des mécanismes déclencheurs potentiels dans les catégories de modes de rupture structurels, géotechniques, hydrauliques et de ruissellement. L'examen a confirmé qu'une rupture de barrage est considérée comme crédible dans des conditions hydrologiques de beau temps (fonctionnement normal) et de crue.

La méthodologie de la CDA pour l'évaluation des conséquences et l'analyse des ruptures a été appliquée, et les étapes clés de cette approche sont décrites dans les sections suivantes.

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

2 Données hydrotechniques

2.1 Débit de crue

Sur la base des conclusions de l'étude de faisabilité (AtkinsRéalis, 2026), le débit de crue maximal probable (PMF) a été adopté comme débit de crue de référence (IDF) pour la conception des barrages de retenue du Lac 001 et du canal de dérivation associés. Un modèle hydrologique conceptuel a été développé dans HEC-HMS afin d'estimer les débits PMF vers le Lac 001.

Le bassin versant qui alimente le lac 001 couvre une superficie d'environ 106 km². Le PMF a été généré à partir de la probabilité maximale de précipitations (PMP) estivales sur 72 heures, soit 412,6 mm, telle que déterminée dans l'étude hydrologique de référence (AtkinsRéalis 2025). Cette donnée PMP a été appliquée dans le modèle HEC-HMS afin de produire l'hydrogramme PMF pour le bassin versant du lac 001.

Les résultats du modèle ont donné un débit maximal de PMF vers le Lac 001 d'environ 536 m³/s. La**Figure -**2-1 présente le parcours de cette crue à travers le lac et l'hydrogramme de débit sortant correspondant, avec un pic de 94,3 m³/s. Le niveau maximal simulé du lac atteint 377 m. Sur la base de ce niveau, et en prévoyant une marge de sécurité de 1,5 m, l'élévation requise de la crête du barrage de coupure est d'environ 378,5 m (AtkinsRéalis 2026).

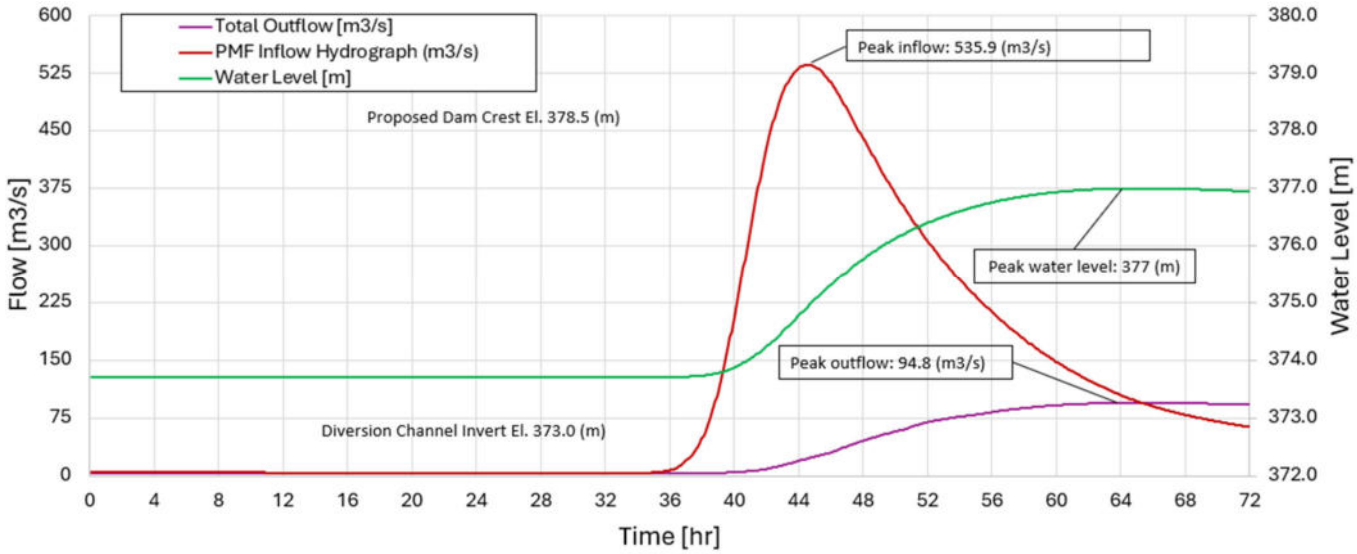


Figure -2-1 Débit entrant, débit sortant et niveau d'eau dans le lac 001

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

Figure -2-2 . Pour ce bassin versant, un modèle hydrologique distinct a été développé à l'aide du logiciel HEC-HMS, en appliquant le même PMP estival de 72 heures pour simuler les conditions PMF. Les résultats hydrographiques de ce modèle ont été présentés à la**Figure -2-3** et utilisés comme données d'entrée pour le modèle HEC-RAS décrit dans la **Section6** .

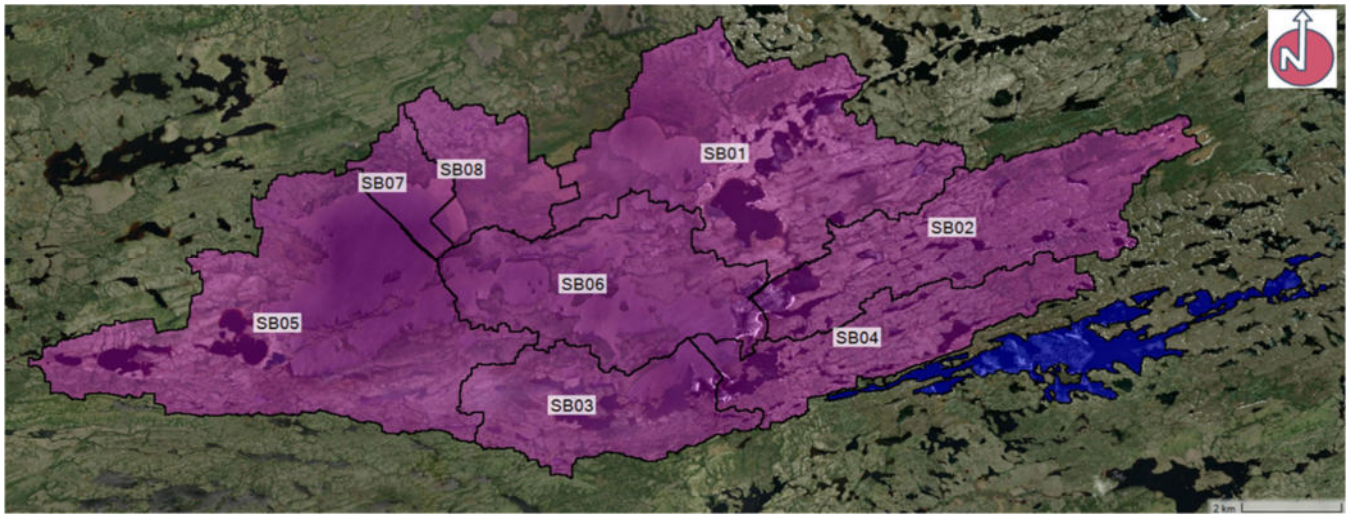


Figure -2-2 Bassin versant du lac 027 et ses sous-bassins versants

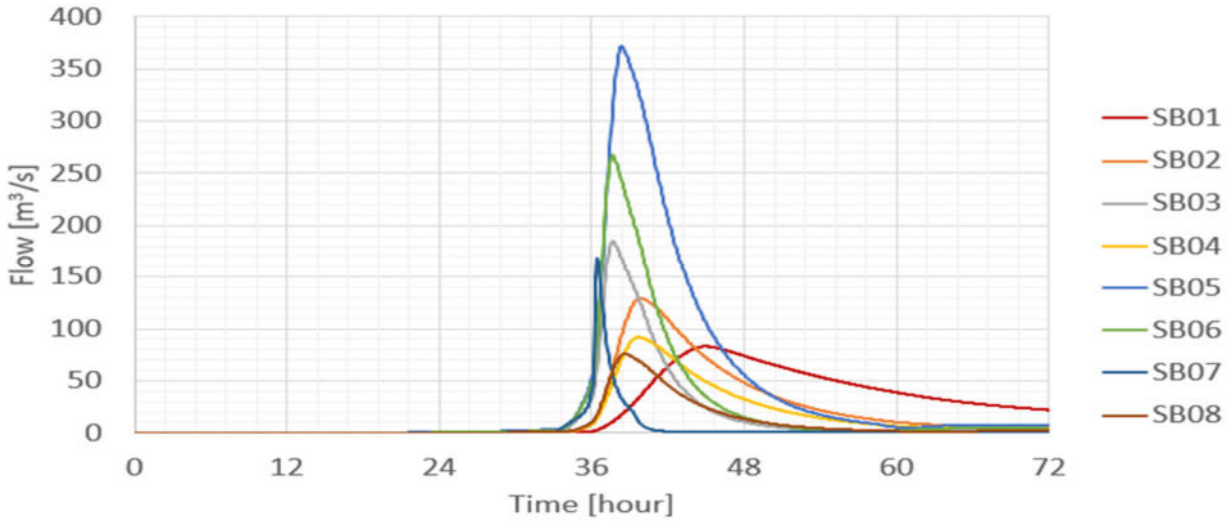


Figure -2-3 Hydrogrammes PMF des sous-bassins versants se déversant dans le lac 027

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

3 Caractéristiques des barrages

Tableau -3-1 présente les principales caractéristiques techniques des barrages des fosses Ouest et Est. Le barrage de la fosse Ouest est constitué d'un seul remblai, tandis que la configuration du barrage de la fosse Est comprend trois remblais distincts. Aux fins de l'analyse de rupture du barrage, seules les caractéristiques du remblai critique (le plus profond) des barrages de la fosse Est sont indiquées.

Tableau -3-1 Caractéristiques générales des barrages de confinement TSF

Barrage	Maximum [m]	Fondation Niveau [m]	Crête Altitude [m]	Crête Longueur [m]	Crête Largeur [m]	En amont Pente	En aval Pente
Fosse Est	12	366,5	378,4	20	6	3H:1V	3H:1V
Fosse Ouest	8,5	370	378,4	310	6	3H:1V	3H:1V

Les sections types et les vues en plan des barrages des fosses Ouest et Est sont présentées aux **Figure -**3-1 à **Figure -3-3** .

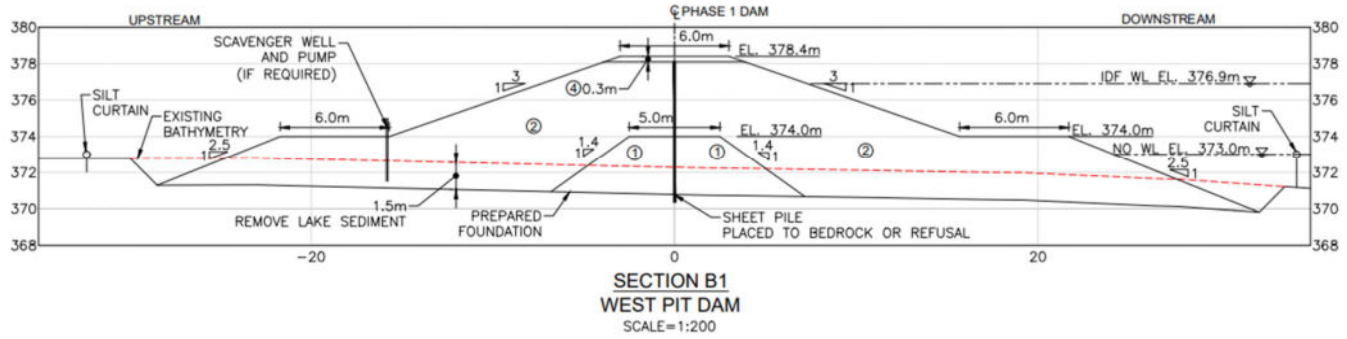


Figure -3-1- Coupe type du barrage West-Pit

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

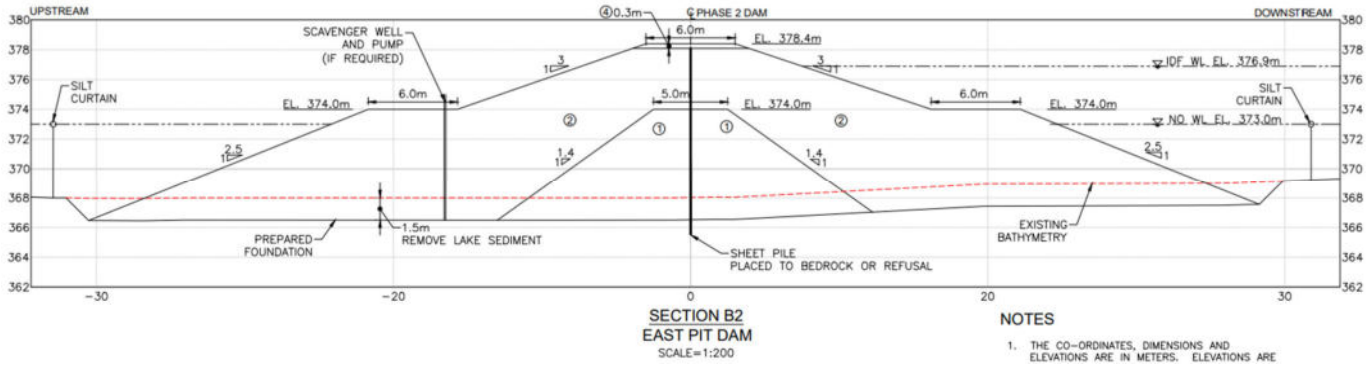


Figure -3-2 Coupe type du barrage de la fosse Est (barrage central dansFigure -3-3)

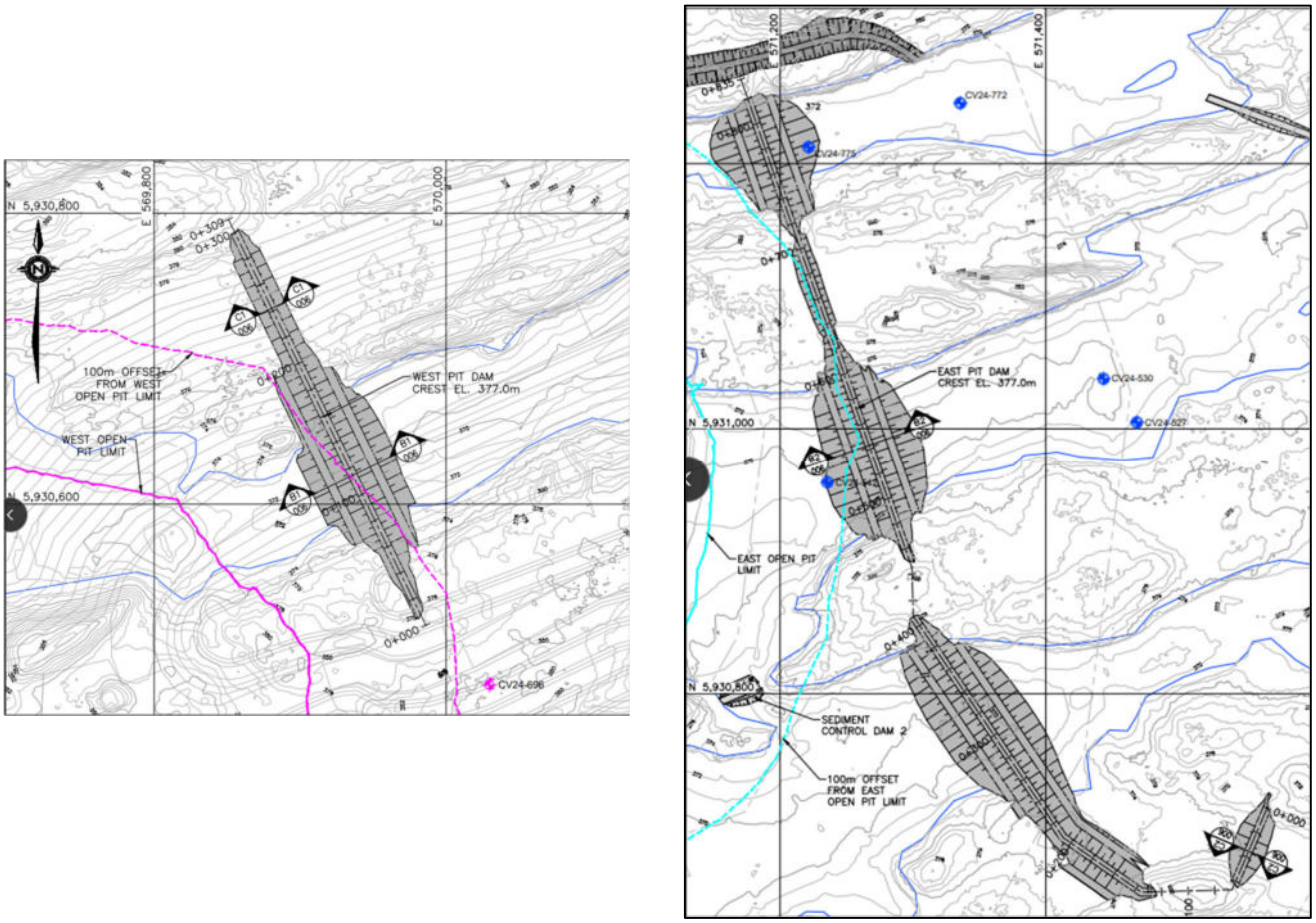
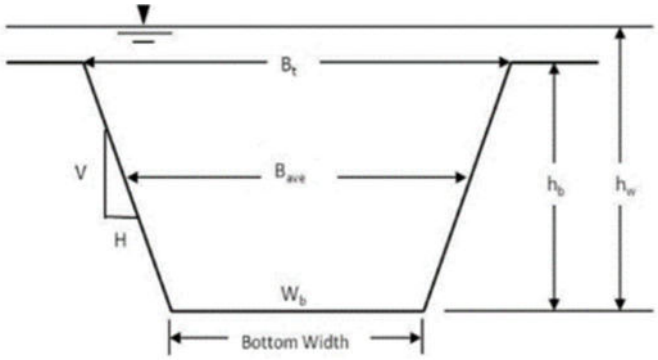


Figure -3-3 Vue en plan des barrages de retenue; à gauche: barrage de la fosse Ouest; à droite: barrages de la fosse Est

4 Paramètres de rupture

L'hydrogramme d'écoulement de rupture a été défini à l'aide de paramètres de rupture empiriques dérivés des directives industrielles et du comportement statistique observé lors de ruptures historiques de barrages adaptés aux remblais de retenue d'eau.**Tableau -4-1** présente les plages recommandées par la CDA (2021) pour ces paramètres et les valeurs adoptées pour les barrages de retenue du lac 001. Les paramètres comprennent la largeur de la rupture (en fonction de la hauteur du barrage), l'inversion de la rupture, les pentes latérales de la rupture et le temps de formation de la rupture. Les paramètres de rupture sont définis comme présenté à la**Figure -**4-1 .

Ces paramètres régissent le débit de pointe et la forme de l'hydrogramme et sont sélectionnés pour représenter des mécanismes de rupture crédibles dans les deux conditions hydrologiques. Pour les scénarios de temps clément, on a supposé que la rupture était survenue lors d'un mode de défaillance de tuyauterie, conforme aux mécanismes structurels/géotechniques et liés à l'infiltration généralement évalués dans des conditions normales d'exploitation. Pour les scénarios induits par les inondations, on a adopté un mode de rupture initié par un débordement, représentant les conditions de charge hydraulique associées à l'IDF.



- B_{ave} : largeur moyenne de la brèche,
- B_t : largeur supérieure de la brèche,
- W_b : largeur inférieure de la brèche,
- V:H : pentes latérales de la brèche,
- h_b : hauteur de la rupture, et
- h_w : hauteur de la colonne d'eau et profondeur des résidus.

Figure -4-1 Schéma de la rupture et définition des paramètres

Tableau -4-1 Paramètres de rupture et valeurs adoptées pour les barrages du lac 001

Paramètre	Plages suggérées	Adoptées
Largeur moyenne de la brèche (B_{ave})	• 1 h_b à 5 h_b • 0,5 h_bà 5 h_b (USACE 2007)	5 h_b
Pente du côté de la brèche (V:H)	• 1V:0,25H à 1V:1H (FERC 2015) • 1V:0H à 1V:1H (USACE 2007)	1H:1V
Élévation du fond de la brèche (W_b)	• Niveau du sol	Niveau du sol (hauteur totale)
Temps de développement de la brèche (T_f)	• 0,1 à 1 heure (FERC 2015) • 0,1 à 4 heures (USACE 2007)	0,1 heure

La géométrie et le temps de développement de la rupture adoptés sont utilisés dans le module de rupture de barrage du modèle HEC-HMS pour générer les hydrogrammes d'écoulement de la rupture, qui sont ensuite appliqués dans le modèle hydrodynamique pour délimiter l'étendue des inondations et soutenir la classification des conséquences (décrite dans la **Section6**).

5 Scénario de rupture

AtkinsRéalis a examiné les scénarios de rupture potentiels pour les barrages Stages des fosses Ouest et Est et a identifié les conditions les plus défavorables pour l'analyse de la rupture. La capacité de stockage totale de la mine à ciel ouvert est d'environ 67,1 Mm³, tandis que le lac 001 contient environ 18,3 Mm³ à son niveau normal de fonctionnement et jusqu'à environ 30 Mm³ à la hauteur de la crête du barrage.

Comme la mine à ciel ouvert se trouve en aval des barrages de la fosse Est, une rupture de ces structures entraînerait le drainage du lac 001 dans la mine, qui a une capacité suffisante pour contenir entièrement le volume du lac. Par conséquent, les conséquences en aval d'une rupture du barrage de la fosse Est se limitent à la zone de la mine à ciel ouvert.

En revanche, une rupture du barrage de la fosse Ouest entraînerait le déversement du lac 001 vers le bassin versant du Lac 027, ce qui entraînerait des répercussions en aval au-delà de l'empreinte minière. Une rupture du barrage au début des opérations du barrage de la fosse Ouest (c'est-à-dire avant ou pendant la première phase d'excavation de la fosse) provoquerait d'importantes inondations en aval. Par conséquent, AtkinsRéalis a conclu que le début de l'exploitation du barrage de la fosse Ouest représente le scénario de défaillance le plus critique, et l'analyse de rupture du barrage a été réalisée pour cette condition.

Les paramètres de rupture ont été appliqués au barrage de la fosse Ouest afin de générer des hydrogrammes de débit de rupture dans des conditions météorologiques favorables et dans des conditions d'inondation à l'aide du modèle HEC-HMS. Étant donné que l'élévation minimale des fondations du barrage de la fosse Ouest est de 370 m, seule l'eau stockée au-dessus de cette élévation est libérée en cas de rupture.

Dans des conditions météorologiques favorables, la rupture est supposée se produire au niveau d'eau normal de fonctionnement de 373 m. Dans des conditions de crue (jours de pluie), le niveau d'eau du lac a été fixé au niveau maximal atteint lors du passage de la crue de référence (IDF). Pour une analyse prudente, le déversoir du canal de dérivation a été supposé non fonctionnel en raison d'un blocage potentiel par des débris, de la végétation ou de la glace. Dans cette hypothèse, le niveau d'eau maximal simulé dans le lac 001 s'élève à 377,5 m, qui est utilisé comme niveau de début de rupture pour le scénario de crue.

Il convient de noter que la hauteur de la crête du barrage, fixée à 378,5 m, a été déterminée lors de l'étude de faisabilité sur la base d'une distance de franc-bord de 1,5 m au-dessus du niveau d'eau de l'IDF (377,0 m). Une analyse plus détaillée étant recommandée, sur la base de l'action du vent, on peut s'attendre à ce qu'un franc-bord minimum de 0,6 m soit adopté. En adoptant cette valeur de 0,6 m de franc-bord, l'élévation maximale de la crête serait de 377,6 m. Dans cette hypothèse, le niveau maximal de l'eau pourrait atteindre 377,5 m (avec un déversoir non fonctionnel). Cela pourrait entraîner un début de débordement qui provoquerait une rupture du barrage en cas d'inondation.

Figure -5-1 présente les hydrogrammes de débit de rupture produits dans le module de rupture de barrage HEC-HMS pour des conditions météorologiques favorables et des conditions de crue. Le scénario météorologique favorable donne un débit de pointe d'environ 400 m³/s, tandis que le scénario de crue donne un débit de pointe nettement plus élevé, d'environ 1 650 m³/s.

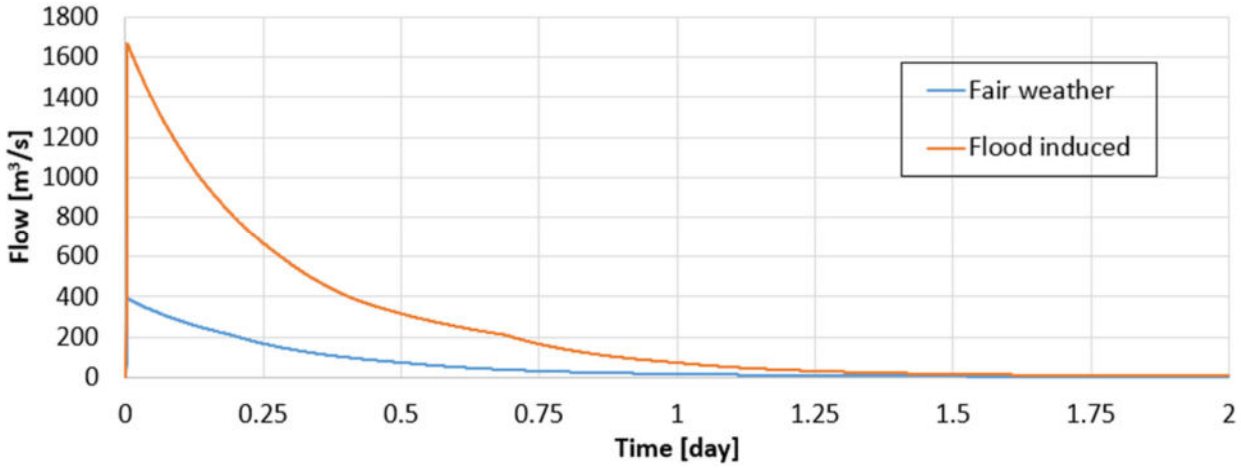


Figure -5-1 Hydrogrammes de rupture du barrage de la fosse Ouest

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

6 Modélisation des inondations

6.1 Configuration du modèle numérique

Un modèle hydraulique bidimensionnel a été développé dans HEC-RAS v6.7 (USACE, 2025) afin de simuler les inondations causées par la rupture d'un barrage. La limite amont du modèle se situe au niveau du barrage de la fosse Ouest. Des simulations préliminaires ont été utilisées pour étendre le domaine afin de capturer entièrement l'étendue probable de l'inondation maximale (PMF).

Le routage des crues est effectué à l'aide du module Shallow-Water Equations (équations d'impulsion complète) du modèle. Les principales données d'entrée du modèle sont le terrain représenté par un modèle numérique d'élévation (MNE) et une zone d'écoulement en 2D discrétisée en un maillage de calcul. La taille des cellules a été affinée par des tests itératifs afin d'équilibrer la stabilité numérique, la résolution spatiale et l'efficacité de calcul. Sur la base des résultats de la simulation initiale, la grille du modèle a été affinée dans la zone d'inondation afin d'améliorer la précision de l'étendue prévue de l'inondation et des voies d'écoulement.**Figure -6-1** affiche le domaine du modèle 2D utilisé pour les simulations d'inondation.

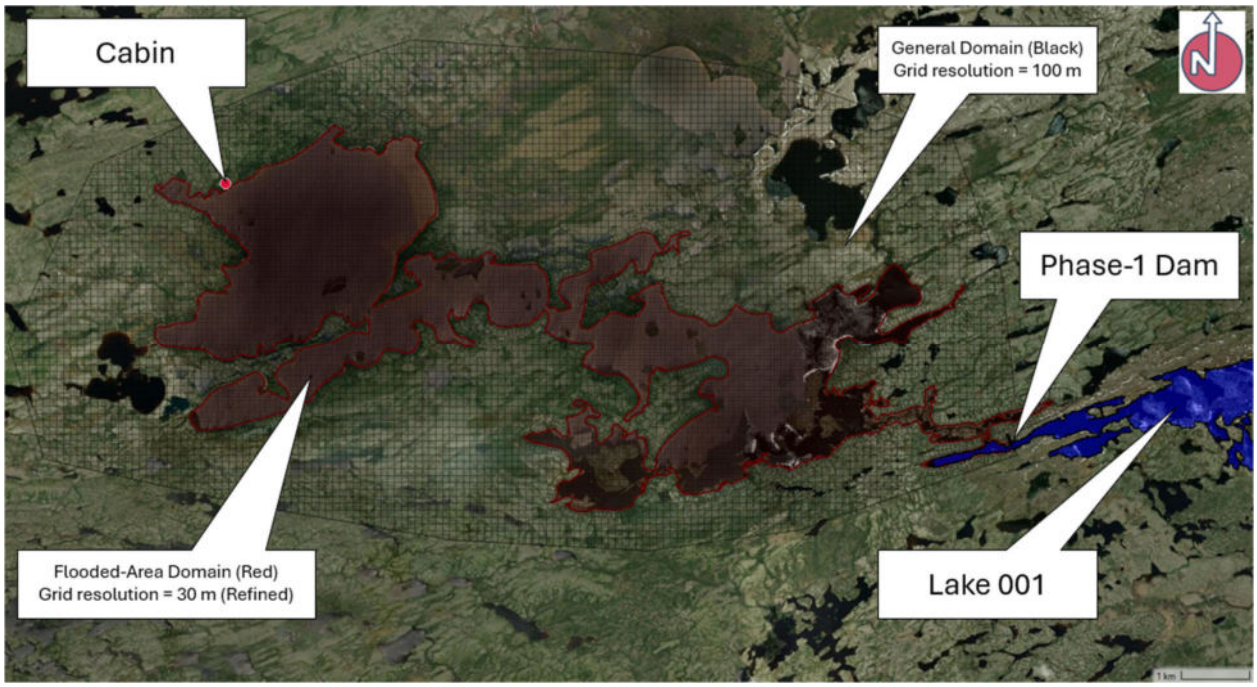


Figure -6-1 Grille du modèle numérique

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

6.2 Conditions aux limites

Les conditions aux limites pour le modèle d'inondation 2D consistent en des hydrogrammes de débit de rupture de barrage appliqués à l'emplacement du barrage de la fosse Ouest (limite amont) et une condition de profondeur normale à la sortie du lac 027 (limite aval).

Dans des conditions météorologiques favorables, seul l'hydrogramme de débit de rupture est appliqué à la limite amont.

Pour les conditions induites par les inondations, deux simulations ont été réalisées :

- PMF sans rupture du barrage, où les hydrogrammes PMF sont appliqués.
- PMF avec rupture du barrage, où les hydrogrammes PMF et l'hydrogramme de débit de rupture sont appliqués.

L'effet incrémental de la rupture dans des conditions PMF est évalué en comparant les inondations prévues dans les scénarios PMF seul et PMF avec rupture.

Le modèle a été calibré en ajustant le coefficient de rugosité n de Manning. Sur la base des caractéristiques du bassin versant et de la plaine inondable, une valeur de n = 0,03 pour la rivière et de 0,07 pour la plaine inondable ont été appliquées à l'ensemble de la grille de calcul. Le pas de temps du modèle et la durée totale de la simulation ont été optimisés par essais et erreurs afin de garantir la stabilité numérique et de permettre aux pics de la vague de crue de se propager pleinement à travers le domaine.

7 Résultats de la rupture du barrage

Cinq points critiques ont été sélectionnés dans la zone touchée par les inondations, comme le montre la **Figure Figure** -7-1 . Pour chaque point d'intérêt, les paramètres suivants sont indiqués :

- **Élévation maximale de la surface de l'eau :** niveau maximal de l'eau enregistré pendant la simulation.
- **Profondeur maximale de l'eau :** profondeur de l'inondation par rapport au niveau d'eau avant l'événement (normal).
- **Vitesse d'écoulement maximale :** vitesse maximale atteinte lors du passage de la vague de crue.
- **Heure d'arrivée de la vague :** temps écoulé entre le début de la rupture et la première arrivée de la vague de crue.
- **Temps jusqu'au pic :** temps écoulé entre le début de la rupture et le niveau maximal de l'inondation.
- **Profondeur d'eau incrémentielle :** Profondeur maximale de l'inondation due à la rupture du barrage par temps clair (jour ensoleillé) ou différence entre les conditions PMF avec rupture et PMF seule (jour de pluie).

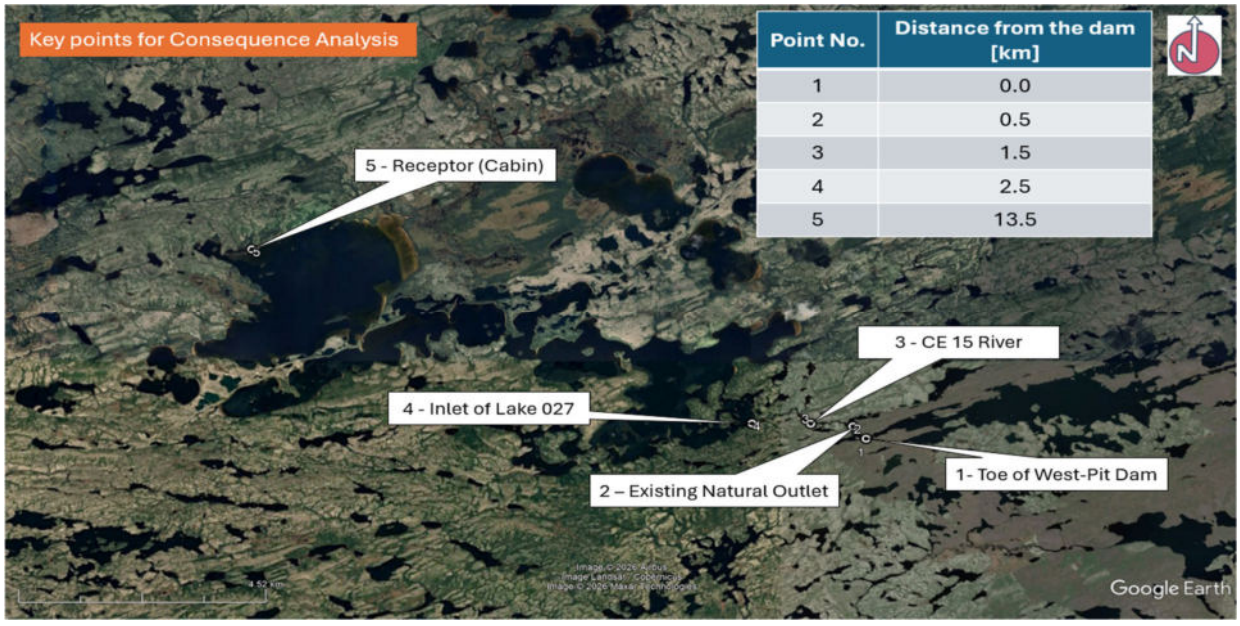


Figure -7-1 Emplacements critiques sélectionnés pour l'analyse des conséquences

Les résultats des simulations de rupture du barrage par temps clair sont résumés dans le **TableauTableau -**7-1

Les résultats indiquent qu'en cas de rupture par temps clair, la profondeur de l'eau pourrait atteindre environ 5,6 m près du barrage et environ 1,4 m à la sortie du lac 001. À la rivière CE 15, les profondeurs maximales peuvent dépasser 2 m. Les emplacements les plus proches du barrage (points 1 et 2) connaissent les profondeurs et les vitesses les plus élevées. Le long de la rive ouest du Lac 027 (point 5, emplacement des récepteurs), les impacts de l'inondation sont plus limités, avec des profondeurs maximales généralement inférieures à 0,6 m. Le temps d'arrivée des vagues et le temps nécessaire pour atteindre leur pic sont respectivement d'environ 12 heures et 96 heures pour les récepteurs.

Tableau -7-1 Résultats du modèle à certains emplacements principaux (conditions météorologiques favorables)

Point n°	Distance par rapport au barrage [km]	Niveau d'eau maximal [m]	Vitesse maximale de l'eau [m/s]	Heure d'arrivée de la vague [h]	Temps jusqu'au pic [h]	Profondeur incrémentielle de l'eau [m]
1 : Pied du barrage fosse Est	0,0	374,8	3,4	< 1	< 1	5,6
2 : Débouché naturel existant	0,5	373,2	3,4	< 1	< 1	1,4
3 : Rivière CE 15	1,5	368,4	2,5	< 1	1,4	2,3
4 : Entrée du lac 027	2,5	365,8	1,1	< 1	2,2	1,3
5 : Récepteur (cabine)	13,5	365,1	0,01	12	96	0,6

Tableau **-7-2** résume les résultats du modèle hydrodynamique pour les conditions induites par les inondations. Dans ces conditions hydrologiques, la profondeur de l'eau dans la zone inondée augmente considérablement, en particulier en aval du barrage. Le scénario PMF avec rupture entraîne une augmentation progressive de la profondeur de 2,1 m à la sortie du Lac 001, de 2,8 m à la rivière CE-015 et de 1,1 m au Lac 027.

Dans l'ensemble du domaine modélisé, les ondes de crue atteignent leur pic aux endroits les plus en aval (emplacement des récepteurs) environ 12 heures après le début de la rupture dans des conditions météorologiques favorables et 27 heures dans des conditions induites par les inondations.

Tableau -7-2 Résultats du modèle à certains endroits principaux (conditions induites par les inondations)

Point n°	Emplacement	PMF (rupture)					PMF (sans rupture)	Incrémental
		Niveau d'eau maximal [m]	Profondeur maximale de l'eau [m]	Vitesse maximale de l'eau [m/s]	Temps d'arrivée des vagues [h]	Temps jusqu'au pic [h]	Profondeur maximale de l'eau [m]	Profondeur de l'eau [m]
1	Pied du barrage de la fosse Est	376,3	7,0	5,4	< 1	< 1	0,0	7,0
2	Déversoir naturel existant	373,8	2,1	5,0	< 1	< 1	0,0	2,1
3	Rivière CE 15	370,3	4,3	4,3	< 1	< 1	1,5	2,8
4	Entrée du lac 027	367,6	3,1	2,3	< 1	24	2,0	1,1
5	Récepteur (cabine)	367,6	3,1	0,1	4	27	2,0	1,1

Les **Figure -7-2** et**Figure -7-3** présentent respectivement la zone inondée suite à la rupture dans des conditions météorologiques favorables et dans des conditions d'inondation. De plus, la**Figure -7-4** montre la superposition des conditions avec et sans rupture dans le scénario d'inondation. L'impact supplémentaire de la zone inondée n'est pas significatif lorsque l'on compare les conditions avec et sans rupture dans le scénario d'inondation.

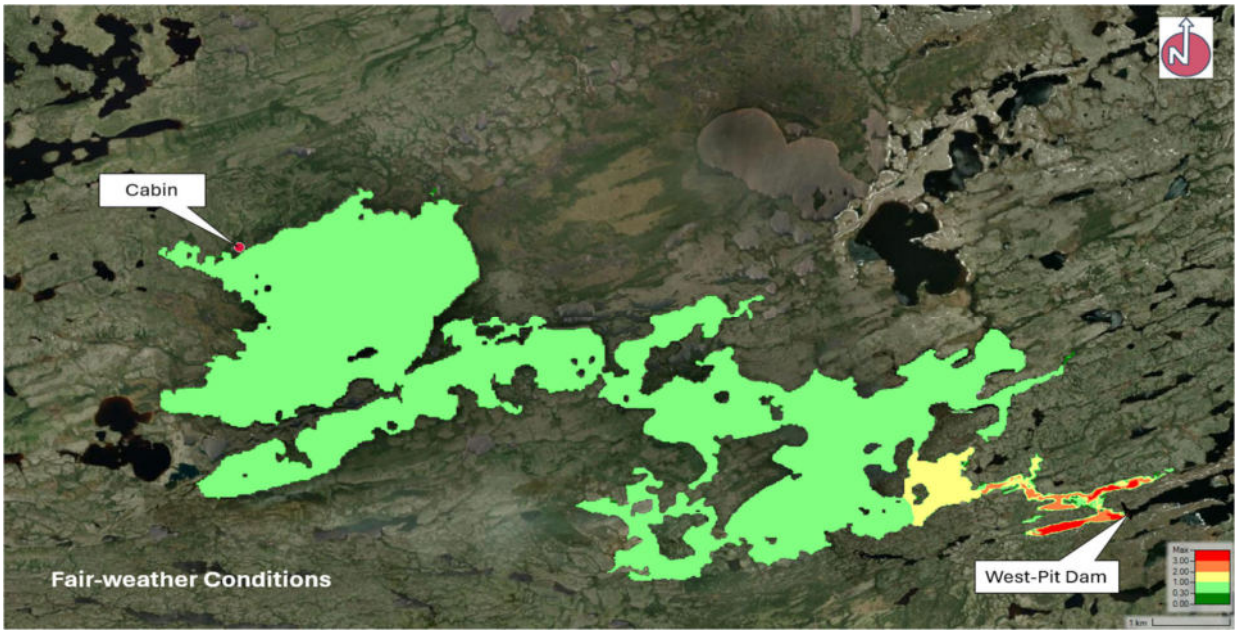


Figure -7-2 Zone inondée par temps clément (colorée en fonction de la profondeur incrémentielle de l'inondation)

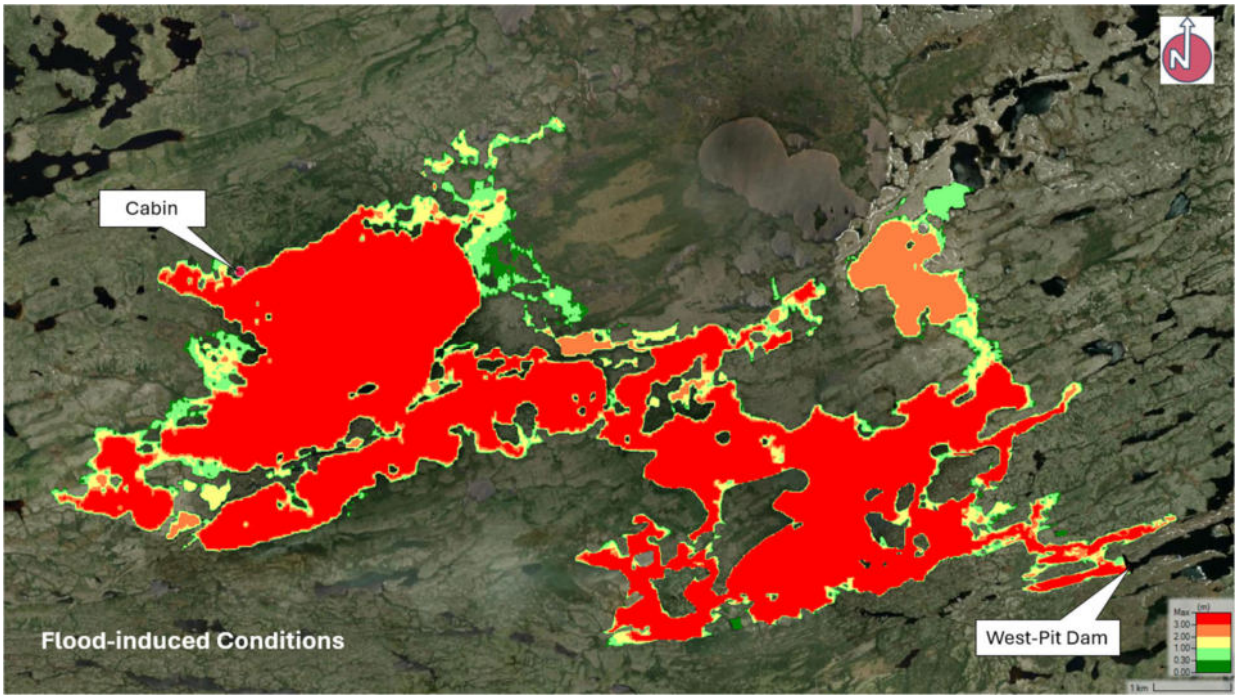


Figure -7-3 Zone inondée dans des conditions d'inondation (couleurs correspondant à la profondeur maximale de l'inondation)

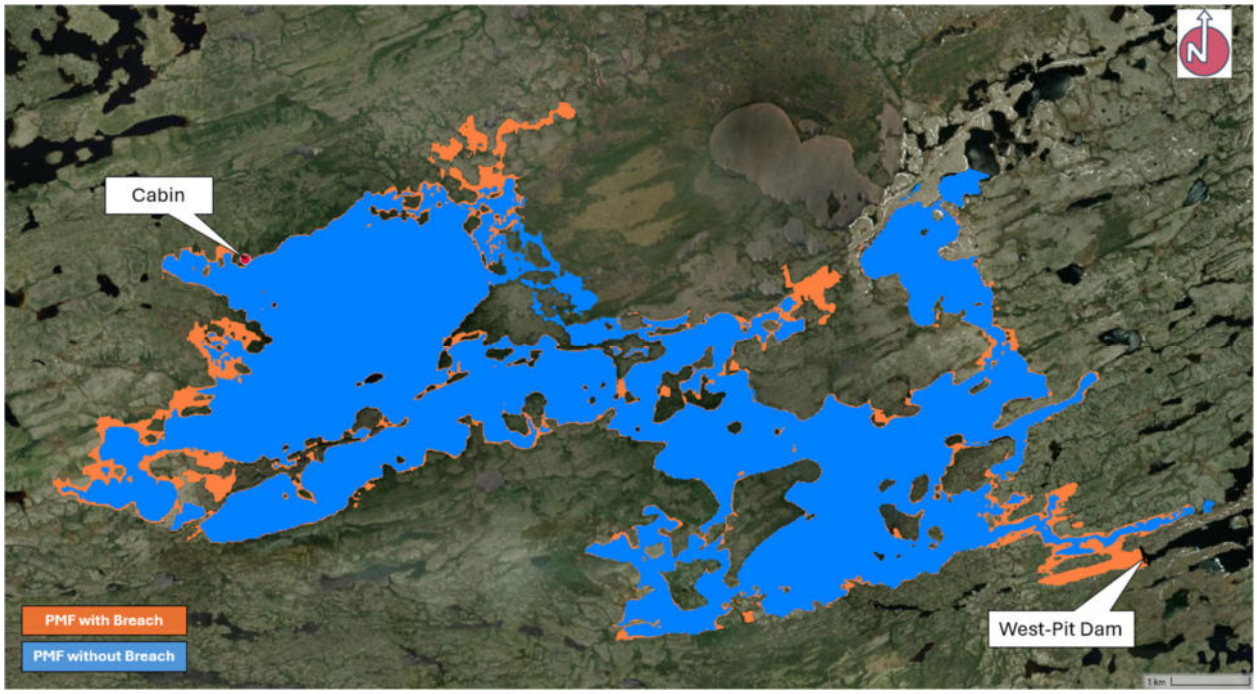


Figure -7-4 : Comparaison entre les conditions de rupture et de non-rupture (scénario d'inondation)

8 Analyse des conséquences et classification des barrages

8.1 Analyse des conséquences

L'objectif de cette analyse est de classer les barrages en fonction des conséquences supplémentaires en aval à la suite d'une rupture de barrage, conformément aux recommandations de la CDA (CDA 2013), telles que présentées dans

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

Tableau -8-1 . L'évaluation des conséquences supplémentaires d'une rupture de barrage est basée sur les directives de l'industrie, les méthodologies généralement adoptées, les antécédents de défaillance et le jugement technique.

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

Tableau -8-1 Classification des conséquences d'une rupture de barrage (CDA 2013)

Dam class	Population at risk [note 1]	Incremental losses		
		Loss of life [note 2]	Environmental and cultural values	Infrastructure and economics
Low	None	0	Minimal short-term loss No long-term loss	Low economic losses; area contains limited infrastructure or services
Significant	Temporary only	Unspecified	No significant loss or deterioration of fish or wildlife habitat Loss of marginal habitat only Restoration or compensation in kind highly possible	Losses to recreational facilities, seasonal workplaces, and infrequently used transportation routes
High	Permanent	10 or fewer	Significant loss or deterioration of *important* fish or wildlife habitat Restoration or compensation in kind highly possible	High economic losses affecting infrastructure, public transportation, and commercial facilities
Very high	Permanent	100 or fewer	Significant loss or deterioration of *critical* fish or wildlife habitat Restoration or compensation in kind possible but impractical	Very high economic losses affecting important infrastructure or services (e.g., highway, industrial facility, storage facilities for dangerous substances)
Extreme	Permanent	More than 100	Major loss of *critical* fish or wildlife habitat Restoration or compensation in kind impossible	Extreme losses affecting critical infrastructure or services (e.g., hospital, major industrial complex, major storage facilities for dangerous substances)

Note 1. Definitions for population at risk:

None—There is no identifiable population at risk, so there is no possibility of loss of life other than through unforeseeable misadventure.

Temporary—People are only temporarily in the dam-breach inundation zone (e.g., seasonal cottage use, passing through on transportation routes, participating in recreational activities).

Permanent—The population at risk is ordinarily located in the dam-breach inundation zone (e.g., as permanent residents); three consequence classes (high, very high, extreme) are proposed to allow for more detailed estimates of potential loss of life (to assist in decision-making if the appropriate analysis is carried out).

Note 2. Implications for loss of life:

Unspecified—The appropriate level of safety required at a dam where people are temporarily at risk depends on the number of people, the exposure time, the nature of their activity, and other conditions. A higher class could be appropriate, depending on the requirements. However, the design flood requirement, for example, might not be higher if the temporary population is not likely to be present during the flood season.

8.1.1 Sur la population à risque (PAR) et pertes potentielles en vies humaines

Pour déterminer la population à risque (PAR), le nombre total d'habitations dans les zones inondables est identifié. Les coordonnées des habitations permanentes (récepteurs/chalets) ont été fournies par le client. L'emplacement de ces récepteurs (chalets) est présenté à la**Figure -1-1** . Comme le montrent les figures d'inondation de **la Section7** , un seul chalet se trouve dans la zone inondable, sur la rive ouest du Lac 027. Après examen des résultats hydrodynamiques et de l'élévation de la cabane, il a été constaté que l'élévation maximale de la surface de l'eau dans le lac près de l'emplacement de cette cabane est de 365,1 m et de 367,6 m lors d'une rupture dans des conditions météorologiques favorables et lors d'une inondation, respectivement. L'élévation minimale du terrain à l'emplacement de cette cabane est de 369,4 m. Par conséquent, la cabane se trouve à environ 1,8 m au-dessus de l'élévation maximale des eaux en cas de rupture du barrage dans des conditions normales, et la zone d'inondation permanente n'est pas affectée par une rupture du barrage dans les deux scénarios de rupture.

En cas de rupture par temps clair, les travailleurs temporaires dans le secteur de la fosse pourraient être touchés. AtkinsRéalis estime qu'au moins une personne pourrait être exposée à un risque pour sa sécurité, entraînant un risque potentiel de perte de vie (PLL). Conformément aux lignes directrices de la CDA, cela correspond à une classification « élevée » en termes de PLL.

En cas de rupture dans des conditions d'inondation, la population temporaire (travailleurs) est peu susceptible d'être présente pendant la saison des inondations, et donc aucune perte de vie n'est à prévoir.

8.1.2 Dommages environnementaux et culturels

La rupture du barrage de la fosse Ouest entraînerait le déversement d'eau douce (sans contact) du lac 001 dans le cours d'eau naturel reliant le lac 001 au lac 027, ainsi que dans le lac 027 lui-même. Aucune perte ou dégradation importante de l'habitat du poisson n'est prévue dans le système en aval. Cependant, la classification du barrage pourrait se situer dans la fourchette « faible à importante » tant dans des conditions météorologiques favorables que dans des conditions d'inondation.

Les principaux effets environnementaux comprennent une augmentation temporaire du niveau de l'eau, une érosion localisée et un dépôt de sédiments le long du cours d'eau qui relie les deux lacs, ainsi qu'une élévation du niveau de l'eau dans le lac 027. La classification globale des conséquences est similaire pour les deux scénarios de rupture.

8.1.3 Dommages infrastructurels et économiques

Pour évaluer les dommages supplémentaires aux infrastructures et les pertes économiques, la CDA (2013) recommande de ne prendre en compte que les dommages causés à des tiers. Le site est une zone isolée sans bâtiment ni infrastructures industriels/économiques. Dans les deux scénarios de rupture, l'inondation touche principalement les zones végétalisées, le chenal principal de la rivière, les plaines inondables adjacentes et les lacs connectés, ainsi que le Lac 027.

8.2 Classification des barrages

La classification finale suggérée pour les barrages (barrages fosse Ouest/fosse Est) du lac 001 a été déterminée sur la base de la classification maximale des trois catégories décrites dans les sections précédentes : sécurité des personnes, dommages économiques ou dommages environnementaux. Les résultats de l'évaluation sont présentés dans le **TableauTableau** -8-2 . La classification finale et globale proposée pour les barrages est donc « haute » en terme de conséquences.

Tableau -8-2 Résumé de la classification des barrages

Conditions hydrologiques	Population à risque	Risque potentiel de pertes humaines	Valeur environnementale et culturelle	Infrastructures et économie	Global
Temps clément (journée ensoleillée)	Important	Élevée	Important	Faible	Élevé
Inondation (jour de pluie)	Faible	Faible	Significatif	Faible	

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

9 RÉFÉRENCES

AtkinsRéalis (2026). Étude de faisabilité pour la gestion des résidus, des stériles et de l'eau. Document AtkinsRéalis n° CASN-A-370-GE-REP-001.

AtkinsRéalis, (2025). Hydrologie de référence, document n° CASN-A-370-HY-REP-001.

CDA (2007). Lignes directrices sur la sécurité des barrages. Association canadienne des barrages.

CDA (2013). Lignes directrices sur la sécurité des barrages 2007 (édition 2013). Association canadienne des barrages.

FERC. (2015). Lignes directrices techniques pour l'évaluation des projets hydroélectriques. Chapitre II : Sélection et adaptation des crues de conception pour les barrages. Commission fédérale de réglementation de l'énergie.

USACE. (2007). Évaluation des risques pour la sécurité des barrages. Corps des ingénieurs de l'armée américaine, Boîte à outils pour l'analyse des ruptures de barrages.

USACE. (2025). Système d'analyse fluviale HEC-RAS, manuel d'utilisation. (Version 6.7). Corps des ingénieurs de l'armée américaine, Centre d'ingénierie hydrologique.

AtkinsRéalis - Sensible / Sensible [FR]

Annexe L

Analyse comparative des scénarios de restauration (Atkins, 2025)

NOTE : Le présent document constitue une traduction française du rapport original rédigé en anglais. La traduction a été effectuée avec l'aide de COPILOT. En cas de divergence, d'ambiguïté ou de différence d'interprétation entre la version française et la version anglaise, ***la version anglaise prévaut****.*

Pour information

À : Mme Cathryn Moffett			
De : Sandra Pouliot, Mamadou Lamarana Diallo			
Date :	17 avril 2025	Projet :	Projet Shaakichiuwaanaan – Gestion des eaux et des résidus
Réf. : 702381-9002-4EER-0001			
Objet : Critères pour l'analyse comparative des options potentielles de fermeture			

1. Introduction

Innova souhaite produire une étude de faisabilité conforme au NI 43-101 (FS) pour le projet minier Shaakichiuwaanaan. AtkinsRéalis a été mandaté pour fournir les intrants nécessaires à la préparation des volets liés à la gestion des résidus miniers et à la gestion de l'eau (typiquement présentés à la section 18). L'objectif du présent mémo est dans un premier temps de fournir les critères qui guideront la sélection des concepts de restauration des infrastructures du projet. Dans un second temps, il vise à expliquer le fonctionnement des critères de l'outil, ainsi que leur pondération. Cette revue doit être complétée en préparation à l'analyse comparative prévue le 28 avril 2025.

Les infrastructures dont les concepts doivent être évalués sont :

- La halde à stériles 002 (stériles potentiellement générateurs d'acide et potentiellement lixiviables en métaux, stériles à faible risque et résidus)
- La fosse à ciel ouvert

Les critères généraux de conception établis pour la restauration sont :

- La stratégie de restauration doit tenir compte des contraintes opérationnelles.
- Éliminer les risques inacceptables à la santé et assurer la sécurité du public.
- Assurer une stabilité géotechnique et géochimique à long terme.
- Limiter la production et la dispersion de contaminants susceptibles d'affecter le milieu récepteur et, à long terme, viser une réduction de toute forme d'entretien et de suivi.
- Permettre une restauration progressive.
- Assurer l'acceptabilité sociale.
- Rendre le site visuellement acceptable et compatible avec l'usage futur.

NOTE : Le présent document constitue une traduction française du rapport original rédigé en anglais. La traduction a été effectuée avec l'aide de COPILOT. En cas de divergence, d'ambiguïté ou de différence d'interprétation entre la version française et la version anglaise, ***la version anglaise prévaut****.*

- Assurer la constructibilité.
- Minimiser les coûts de fermeture.

Plus précisément, les éléments suivants représentent des options non-viables :

- Concept historiquement non-accepté par les autorités gouvernementales.
- Données insuffisantes pour permettre l'obtention des permis dans les délais requis.

Pour orienter la sélection des meilleures options de fermeture parmi celles identifiées pour chacun des infrastructures, une analyse comparative sera réalisée à l'aide de l'outil de décision *Sustainability+*, développé par AtkinsRéalis, lequel intègre les trois (3) sphères du développement durable dans la comparaison des options de fermeture (communauté, environnement et économie), ainsi qu'un quatrième pilier d'ingénierie pour les considérations techniques.

De plus, l'objectif de cet exercice est de sélectionner les meilleures options qui seront ensuite optimisées pour le plan de fermeture devant être déposé au MRNF.

La présente note informative présente les choix de critères de comparaison pour l'analyse des options potentielles de fermeture. L'examen et la pondération des critères par Innova devront être réalisés en prévision de la séance de travail prévue le **28 avril 2025**.

2. Méthode d'évaluation des options de fermeture

Les options potentielles présélectionnées seront comparées entre elles à l'aide de l'outil décisionnel basé sur des critères identifiés. Cet outil intègre les trois sphères du développement durable (communauté, environnement, économie) ainsi qu'un pilier technique. L'analyse permet de choisir l'option la plus équilibrée entre les contraintes communautaires, environnementales, économiques et faisabilité technique. L'analyse permet également d'identifier les critères pour lesquels des efforts supplémentaires sont nécessaires afin de rendre un scénario ou une option plus acceptable.

Pour chacune des quatre (4) sphères, les critères à évaluer sont regroupés en catégories distinctes. Chacune de ces catégories représente un enjeu important pour chaque option de fermeture. D'un à huit critères sont analysés dans chaque catégorie. Les critères ont été sélectionnés de manière à limiter la redondance d'une catégorie à l'autre et ainsi éviter une surreprésentation. Le **Tableau 2-1** ci-dessous résume les catégories et critères proposés pour l'étude comparative des options potentielles de restauration présélectionnées.

NOTE : Le présent document constitue une traduction française du rapport original rédigé en anglais. La traduction a été effectuée avec l'aide de COPILOT. En cas de divergence, d'ambiguïté ou de différence d'interprétation entre la version française et la version anglaise, ***la version anglaise prévaut****.*

Tableau 2-1. Catégories et critères proposés pour l'analyse comparative des options de restauration présélectionnées

Sphère	Catégorie	Critères
Communauté	Santé et sécurité	• Risque pour les travailleurs durant la construction (exposition à la poussière, camionnage intensif, etc.)
	Qualité de vie	• Circulation sur les routes d'accès (aussi utilisées par les communautés) • Accès aux zones d'activités traditionnelles
	Emploi	• Disponibilité de la main-d'œuvre qualifiée • Bénéfices économiques locaux pour les communautés
	Acceptabilité sociale	• Acceptabilité sociale du projet • Usages futurs du territoire
Environnement	Matériaux	• Disponibilité des matériaux requis • Distance de bancs d'emprunts • Impact sur l'environnement (bancs d'emprunts à restaurer)
	Eau	• Qualité de l'eau de surface attendue après restauration • Qualité des eaux de drainage attendues après restauration • Impact sur le réseau hydrique existant
	Énergie	• Équipements motorisés requis pour les travaux (heures*équipement/jour) • Utilisation d'énergie renouvelable
	Air	• Génération de poussières durant les travaux • Étendue des zones exposées à la poussière durant les travaux
	Biodiversité	• Type de végétation (usage d'espèces indigènes) • Présence d'espèces menacées et vulnérables et/ou d'écosystèmes forestiers exceptionnels près du site

NOTE : Le présent document constitue une traduction française du rapport original rédigé en anglais. La traduction a été effectuée avec l'aide de COPILOT. En cas de divergence, d'ambiguïté ou de différence d'interprétation entre la version française et la version anglaise, ***la version anglaise prévaut****.*

Sphère	**Catégorie**	**Critères**
Économie	Coûts en capital de fermeture	• Mise en œuvre et construction • Coût des matériaux
	Coûts d'entretien et de post-fermeture	• Coûts de suivi et d'entretien • Infrastructures nécessitant un entretien à long terme
Fiabilité	Technologie	• Technologies éprouvées? • Est-ce que les données de base utilisées sont complètes et fiables? • Est-ce que les travaux sont simples ou complexes (constructibilité)?
	Risques naturels	• Sensibilité aux risques sismiques • Sensibilité aux incertitudes climatiques (gestion des eaux, pergélisol, etc.)
	Flexibilité	• Est-ce que le concept peut facilement s'adapter à des changements dans la conception, contraintes économiques, pénuries de matériaux, restauration progressive, etc.
	Permis	• Connaissance du concept par les autorités • Facilité d'obtention des permis

NOTE : Le présent document constitue une traduction française du rapport original rédigé en anglais. La traduction a été effectuée avec l'aide de COPILOT. En cas de divergence, d'ambiguïté ou de différence d'interprétation entre la version française et la version anglaise, ***la version anglaise prévaut****.*

Un score de -2, -1, 0, 1 ou 2 est attribué à chaque critère. Le **Tableau 2-2** ci-dessous présente le système de notation des critères proposés, lesquels peuvent être quantitatifs, qualitatifs ou comparatifs. Dans cette analyse, les options sont comparées entre elles plutôt qu'à un scénario de référence (« base case »).

Tableau 2-2. Système de notation proposé

Score	Description
-2	Très mauvais
-1	Mauvais
0	Neutre
1	Bon
2	Très bon

Une analyse de sensibilité peut ensuite être réalisée en appliquant la pondération correspondant aux catégories souhaitées. Par exemple, si la catégorie « Eau » est pondérée comme étant de « Haute priorité », le score de tous les critères de cette catégorie sera multiplié par 2. Ainsi, si les scores des critères se situent dans la zone positive (neutre à très bon), le résultat global sera augmenté de manière plus importante, ce qui favorisera les options ayant obtenu de bons résultats pour la catégorie « Eau ». À l'inverse, si les scores des critères se situent dans la zone négative (neutre à très mauvais), le résultat global sera diminué davantage, ce qui pénalisera les options ayant obtenu de faibles scores dans cette catégorie.

La valeur maximale de la note non pondérée est de 2, tandis que la valeur maximale pondérée est de 4. Toutefois, la pondération sera déterminée en fonction des priorités définies par l'équipe du projet Shaakichiuwaanaan. Les pondérations applicables aux options sont présentées dans le Tableau 2-4.

Tableau 2-4 – Valeurs de pondération

Pondération	Valeur
Faible priorité	0,5
Requise	1
Haute priorité	2

NOTE : Le présent document constitue une traduction française du rapport original rédigé en anglais. La traduction a été effectuée avec l'aide de COPILOT. En cas de divergence, d'ambiguïté ou de différence d'interprétation entre la version française et la version anglaise, ***la version anglaise prévaut****.*

En préparation de la séance d'analyse comparative prévue le 28 avril, l'équipe du projet Shaakichiuwaanaan doit définir la pondération à appliquer à chaque catégorie pour l'analyse multicritère présentée au Tableau 2-5.

Tableau 2-5 – Pondération des categories à être sélectionnées par Innova pour l'analyse comparative

	Catégorie	Pondération	Évaluation
	COMMUNAUTÉ		
A	Santé et sécurité	ex. Haute	2
B	Qualité de vie		
C	Emploi		
D	Acceptabilité sociale		
	ENVIRONNEMENT		
E	Matériaux		
F	Eau		
G	Énergie		
H	Air		
I	Biodiversité		
	ÉCONOMIE		
J	Coûts en capital de restauration		
K	Coûts de post-restauration		
	FIABILITÉ		
L	Technologie		
M	Risques naturels		
N	Flexibilité		
O	Permis		

Les résultats de l'analyse comparative, tant non pondérés que pondérés, seront ensuite présentés sous forme de figures et de graphiques dans le rapport final portant sur la sélection du scénario de fermeture pour la halde à stériles 002 et la fosse à ciel ouvert.

AtkinsRéalis

For information

To : Ms. Cathryn Moffett			
From : Sandra Pouliot, Mamadou Lamarana Diallo			
Date :	April 17, 2025	**Project :**	Shaakichiuwaanaan Project – Waste and Water Management
Réf. :	702381-9002-4EER-0001		
Subject :	**Criteria for comparative analysis of potential closure options**		

1. Introduction

Innova wish to produce a NI43-101 compliant Feasibility Study (FS) report for the Shaakichiuwaanaan Mining Project. AtkinsRéalis was mandated to provide the inputs required to complete the mine waste and water management portions of the report (generally part of Section 18). Thus, the objective of this memo is firstly to provide reviews required for the selection of concepts for the restoration of the project's infrastructure. Secondly, to explain how the sustainability+ tool criteria work and how it is weighted. This review must be completed in preparation for the comparative analysis scheduled for April 28, 2025.

The sectors whose concepts are being evaluated are

- Stockpile 002 (Potentially metal leaching/acid generating waste rock, Low Risk waste rock and Tailings);
- Open pit

In general, the general design criteria established for the restoration are:

- The restoration strategy must take account of operational constraints.
- Eliminate unacceptable health risks and ensure the safety of the public.
- Ensure long-term geotechnical and geochemical stability.
- Limit the production and spread of contaminants that may affect the receiving environment and, in the long term, aim to reduce any form of maintenance and monitoring.
- Allow progressive restoration.
- Ensuring social acceptability.
- Return the site to a visually acceptable condition compatible with future use.
- Ensuring constructability.
- Minimize closure costs.

More specifically, the following criteria will constitute a NO-GO (not to be considered) in the selection of options:

- Known non-acceptance by government authorities.
- Insufficient data to allow permits to be obtained within operational constraints.

To guide the selection for the best closure options from those identified for each of these sectors, a comparative analysis will be carried out using the Sustainability + (decision-making tool), developed by AtkinsRéalis and which consists of integrating the three (3) spheres of sustainable development into the comparison of closure options (community, environment and economy) and a fourth engineering pillar for technical considerations..
In addition, the purpose of this exercise is to select the best options that will be optimized for the closure plan to be filled with the MNRF.

This informative note presents the choices for the comparison criteria of the analysis of the possible closure options considered. The review and weighing of the criteria by Innova will have to be carried out in anticipation of the working session scheduled for the comparative analysis meeting scheduled for April 28, 2025.

2. Method of Assessing Possible Closure Options

The pre-selected potential options will be compared with each other using the decision tool based on identified criteria and will help to select the one with the best potential. In this tool, criteria are developed in the three (3) spheres of sustainable development (community, environment and economy) and a fourth engineering pillar: technique. The analysis of options according to the principles of sustainable development makes it possible to make the most balanced choice possible between community, environmental and economic constraints, while not neglecting the technical feasibility of closure scenarios. The analysis also makes it possible to target the criteria where more effort is needed to make a scenario/option more acceptable.

Within each of these four (4) spheres, the criteria to be assessed are grouped into distinct categories. Each of these categories represents an important issue for each closure option. From one to eight criteria are analyzed in each category. The criteria have been chosen to limit redundancy from one category to another and thus avoid over-representation. **Table 2-1** below summarizes the categories and criteria proposed for the comparative study of the preselected potential restoration options.

Table 2-1 Categories and criteria proposed for the comparative study of the shortlisted potential closure options

Sphere	Category	Criteria
Community	Health & Safety	> Risk for workers during construction (exposure to dust, intensive trucking, etc.)
	Quality of life	>Circulation on access roads during works (also used by communities)
		> Access to area for traditional activities
	Employment	> Availability of qualified labour
		> Long-term local economic benefits for the communities
	Social acceptability	> Social acceptability of the project
		> Future land use
Environment	Materials	> Availability of required materials
		> Distance from granular material sources
		> Impact on environment (borrow pit areas to reclaim)
	Water	> Surface water quality expected after restoration
		> Expected quality of seepage water after restoration
		> Impact on the existing surface water network
	Energy	> Motorized equipment planned for works (hours*equipment/day)
		> Use of renewable energy sources
	Air	> Generation of dust during works
		> Area exposed to dust elements during works
	Biodiversity	>Type of vegetation (use of native species)

Sphere	Category	Criteria
		> Presence of threatened and vulnerable species and/or exceptional forest ecosystems near the site
Economy	Closure capital costs	> Implementation and construction of the infrastructure > Materials costs
	Maintenance and post-restoration costs	> Maintenance and monitoring costs > Type of infrastructure to be maintained over the long term.
Reliability	Technology	> Are the technologies used for this project well understood, proven and reliable? > Is the basic data used for the concept complete and reliable? > Are the planned works simple or complex (constructability)?
	Natural risks	> Is the concept vulnerable to seismic risks? (Infrastructure and foundations) > Is the concept sensitive to uncertainties related to weather and climate change (water management, permafrost, etc.)?
	Flexibility	> The concept can be easily adapted to changes in design, economic constraints, material shortages, progressive restoration, etc.
	Permits	> Government authorities are familiar with the concept and permits will be easily obtained

A score of -2, -1, 0, 1 or 2 can be assigned to each criterion. Table 2-2 below shows the scoring system for the proposed criteria, which can be quantitative, qualitative or comparative. In this analysis, the options are compared to each other, rather than against a "base case" scenario.

Table 2-2 Proposed criteria scoring

Score	Description
-2	Very bad
-1	Bad
0	Neutral
1	Good
2	Very good

The score for each criterion will be decided in collaboration with key project personnel from Innova and AtkinsRéalis at the working session scheduled for April 28, 2025. However, to increase its efficiency, AtkinsRéalis will assign a score for each criterion before the working session. During the session, each criterion will be reviewed for the potential closure options selected. Table 2-3 below illustrates how the results will be tallied.

Table 2-3 Method for calculating unweighted results

Sphere	Category	Criteria	Calculation	Result
Community	Health & Safety	C1	X1 = C1	Y1 = average of X1 to X4
	Quality of life	C2	X2 = C2	
	Employment	C3	X3 = C3	
	Social acceptability	C4	X4 = C4	
Environment	Materials	C5	X5 = C5	Y2 = average of X5 to X9
	Water	C6 C7 C8	X6 = average of C6 to C8	
	Energy	C9	X7 = C9	
	Air	C10	X8 = C10	
	Biodiversity	C11 C12	X9 = average of C11 and C12	
	Restoration capital costs	C13	X10 = average of C13 and C14	Y3 = average of X10 to X11

Sphere	Category	Criteria	Calculation	Result
Economy		C14		
	Maintenance and post-restoration costs	C15	X11 = C15	
Reliability	Technology	C16 C17	X12 = average of C16 to C17	Y4 = average of X12 to X15
	Natural risks	C18	X13 = C18	
	Flexibility	C19 C20	X14 = average of C19 to C20	
	Permits	C21	X15 = C21	

A sensitivity analysis can then be performed by applying the weighting according to the desired categories. For example, if the "Water" category is weighted as "High Priority," the score for all criteria in that category will be multiplied by 2. Therefore, if the scores of the criteria are in the positive zone (neutral to very good), the overall result will be increased by a greater value, which will favour the options that had good scores in the "Water" category. Conversely, if the scores of the criteria are in the negative zone (neutral to very poor), the overall result will be decreased by a higher value, which will penalize the option with poor scores in the "Water" category. The maximum value of the unweighted grade will be 2, while with weighted it will be 4. However, the weighing will be decided based on the priority of the Shaakichiuwaanaan project team. Weighing for the options are presented in **Table 2-4**.

Table 2-4 Weighing values

Weighing	Value
Low priority	0,5
Required	1
High priority	2

In preparation for the comparative analysis session scheduled for April 28, the Shaakichiuwaanaan project team needs to define the weighing for each category for the multicriteria analysis in **Table 2-5**.

Table 2-5 Weighing of categories to be chosen by Innova for the comparative analysis

	Category	Weighting	Rating
	COMMUNITY		
A	Health & Safety	e.g., High	2
B	Quality of life		
C	Employment		
D	Social acceptability		
	ENVIRONMENT		
E	Materials		
F	Water		
G	Energy		
H	Air		
I	Biodiversity		
	ECONOMY		
J	Restoration capital costs		
K	Maintenance and post-restoration costs		
	RELIABILITY		
L	Technology		
M	Natural risks		
N	Flexibility		
O	Permits		

The results of the comparative analysis, unweighted and weighted, will then be presented in figures and graphs in the final report on the selection of closure scenario for stockpile 002 and the open pit.

Annexe M

Plan de végétalisation
(GCM Enviro, 2026a)

GCM ENVIRO SYNERGIES

L'EXPERTISE À **ÉCHELLE HUMAINE**



PLAN DE VÉGÉTALISATION– PROJET MINIER SHAAKICHIUWAANAAN

ENV0682-1502-00

Lithium Innova inc. – Baie-James

16 février 2026

Baie-James (Québec)

PLAN DE VÉGÉTALISATION

PROJET MINIER SHAAKICHIUWAANAAN

ENV0682-1502-00

No de référence GCM : 24-2164-0682

Préparé par : Marianne Côté, biol. M. Sc.
GCM Enviro Synergies

Vérifié par : Jean-Sébastien Berthelot, biol. M. Sc. Env., n^{o} ABQ : 3878
GCM Enviro Synergies

Révision	Émission	Date
00	**FINALE**	**2026.02.16**

ÉQUIPE DE RÉALISATION – GCM ENVIRO SYNERGIES

Jean-Sébastien Berthelot, biologiste, M. Sc. Env.	Chargé de discipline, révision
Marianne Côté, biologiste, M. Sc.	Rédaction et cartographie
Ariane Chalifoux, stagiaire en biologie	Rédaction
France Thibeault	Édition

ÉQUIPE DE RÉALISATION – LITHIUM INNOVA INC. – BAIE-JAMES

Cathryn Moffett	Vice-présidente – Environnement et autorisations
Andréanne Séguin	Directrice – Environnement

HISTORIQUE DES RÉVISIONS

Révision					Commentaires (raison de la révision)
Rév.	**Préparé par**	**Vérifié par**	**Date**	**Sections révisées**	
PA	M. Côté	J.-S. Berthelot	2025.12.04	–	Pour commentaires
00	M. Côté	J.-S. Berthelot	2026.02.16	2.3 et 3.1.5	Finale

Référence à citer :

GCM Enviro Synergies. 2026. Plan de végétalisation – Projet minier Shaakichiuwaanaan. ENV0682-1502-00. iii + 28 p. et annexes

TABLE DES MATIÈRES

1 Introduction 1
1.1 Mise en contexte 1
1.2 Parties prenantes impliquées 2
2 Planification de la végétalisation 3
2.1 Objectif général de végétalisation 3
2.2 Sites et Modèles de Référence 4
2.3 Zonage du site et contraintes 5
2.4 Objectifs spécifiques 7
3 Conception et mise en œuvre des travaux de végétalisation 9
3.1 Inventaire et caractérisation des matériaux 9
3.2 Élaboration du patron de végétalisation et mise en œuvre 12
3.3 Essais à différentes échelles 20
3.4 Impact de la végétation sur un système de recouvrement 21
3.5 Vérification de la qualité des travaux 23
4 Entretien, suivi et correction 24
4.1 Entretien 24
4.2 Suivi et correction 24
5 Synthèse et recommandations 26
6 Références 27

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 2-1. Description des zones à restaurer et contraintes associées 6
Tableau 2-2. Objectifs spécifiques de végétalisation par zone 7
Tableau 3-1. Mesures d'atténuation pour chaque risque ou menace. 11
Tableau 3-2. Superficies à scarifier et coûts estimés par zone 13
Tableau 3-3. Superficie et volume des matériaux à recouvrir dans les zones ciblées 14
Tableau 3-4. Volume et masse d'amendement à appliquer par zone 15
Tableau 3-5. Composition du mélange indigène 16
Tableau 3-6. Superficies à ensemencer et morphologie du terrain par zone 17
Tableau 3-7. Espèces ligneuses retenues 18
Tableau 3-8. Stratégie de plantation d'îlots ciblés par zone 18
Tableau 3-9. Échéancier des travaux du plan de végétalisation 19
Tableau 3-10. Résumé des travaux par phase selon les zones 19
Tableau 4-1. Types d'indicateurs de suivi 24

LISTE DES ANNEXES

A. Carte du site
B. Fiches techniques des espèces sélectionnées
B1) Mélange indigène (GRAMINORD)
B2) Espèces ligneuses retenues pour la plantation d'îlots
C. Plan de suivi technique de la végétalisation par zone

1 INTRODUCTION

1.1 MISE EN CONTEXTE

Le site minier Shaakichiuwaanaan, appartenant à Ressources PMET inc. (PMET) — auparavant Métaux de batteries Patriot inc. jusqu'en septembre 2025 — et exploité par sa filiale québécoise Lithium Innova inc. (Innova), se trouve à environ 220 km à l'est de Radisson, dans la région de la Baie-James. Le projet vise l'exploitation du gisement de pegmatite à spodumène **CV5**, lequel fait l'objet d'activités d'exploration avancées et de travaux de conception en vue de son développement minier.

En vertu des articles 232.1 et 232.4 de la *Loi sur les mines*, les activités d'extraction de lithium exigent le dépôt, auprès du ministère des Ressources naturelles et des Forêts (MRNF), d'un plan de restauration accompagné d'une garantie financière couvrant les coûts anticipés des travaux. De plus, la directive d'étude d'impact (section 3.11) requiert l'intégration du plan de restauration dans l'étude d'impact environnementale et sociale (ÉIES) et sa soumission au COMEX, conformément au cadre réglementaire applicable au territoire nordique et à la Baie-James.

Le présent plan de végétalisation, élaboré dans ce contexte, constitue une composante du plan de restauration conceptuel du site Shaakichiuwaanaan. Il s'appuie sur les recommandations de l'annexe 9 du *Guide de préparation du plan de restauration des sites miniers au Québec* (MRNF, 2024), ainsi que sur le document *Synthèse sur la mise en végétation en contexte de restauration minière* (Guittonny, Cadet, & Hotton, 2022).

Bien qu'il s'agisse d'un plan final, certaines analyses et caractérisations spécifiques sont toujours en cours et leurs résultats viendront préciser certains paramètres techniques. Dans cette optique, le plan présente :

- les orientations de végétalisation retenues pour le site ;
- les approches et méthodes recommandées selon l'état actuel des connaissances ;
- les éléments d'information manquants ou à confirmer, lorsqu'applicable ;
- les spécifications de mise en œuvre prévues pour les différentes composantes à restaurer ;
- les mesures de suivi nécessaires pour assurer l'établissement durable de la végétation.

Ce plan est donc complet et conforme aux exigences réglementaires, tout en intégrant la flexibilité nécessaire à d'éventuels ajustements à la lumière des données techniques et environnementales qui seront obtenues au fil de l'avancement du projet.

1.2 PARTIES PRENANTES IMPLIQUÉES

La réussite du projet de végétalisation dépend d'une collaboration étroite avec les différentes parties prenantes, en particulier les communautés autochtones locales concernées, dont la participation est essentielle à toutes les étapes du processus.

Les ministères gouvernementaux, notamment le ministère de l'Environnement, de la Lutte contre les changements climatiques, de la Faune et des Parcs (MELCCFP), ainsi que le ministère des Ressources naturelles et des Forêts (MRNF), jouent également un rôle central pour assurer la conformité réglementaire et environnementale du projet. Des discussions spécifiques sont en cours avec ces instances concernant les modalités de végétalisation ainsi que les enjeux liés à la conservation ou à la restauration de la biodiversité locale.

La liste actuelle des parties prenantes est préliminaire et sera précisée à mesure que les échanges progresseront avec les communautés et les autorités locales. Le présent plan de végétalisation pourra être mis à jour afin de refléter les orientations, préoccupations et visions exprimées par ces parties prenantes avec le dépôt de la prochaine révision du plan de réaménagement et de restauration.

2 PLANIFICATION DE LA VÉGÉTALISATION

2.1 OBJECTIF GÉNÉRAL DE VÉGÉTALISATION

Le présent plan de végétalisation vise à réintégrer progressivement le site dans son environnement naturel en réduisant les impacts environnementaux et en favorisant la recolonisation par des espèces végétales indigènes adaptées aux conditions du domaine bioclimatique du site. L'objectif est de rapprocher le site d'un écosystème fonctionnel et durable, sans créer de contraintes d'entretien à long terme.

Ce plan permet également de guider les choix techniques en matière de type de sol, de recouvrement et de composition végétale, en cohérence avec les objectifs spécifiques par zone.

D'après le *Rapport sectoriel – Végétation et milieux humides* (WSP, 2025), la zone d'étude se situe dans le domaine bioclimatique de la pessière à lichens (sous-domaine de l'Ouest), caractérisé par la dominance de l'épinette noire (*Picea mariana*) et la présence d'un tapis de lichens. Le plan de végétalisation vise à reconstituer un écosystème de type pessière noire à lichens, représentatif des conditions naturelles régionales et adapté aux contraintes locales de sol et de climat.

L'usage futur du site correspond à une zone naturelle à vocation écologique et faunique, compatible avec la remise en état durable du territoire et la valorisation des usages traditionnels cris. Ce site restauré n'aura pas de vocation industrielle ni récréative intensive et retrouvera ses fonctions écologiques naturelles.

L'atteinte de l'état final visé est envisagée sur un horizon de 25 à 40 ans, suivant une trajectoire de succession végétale typique du milieu boréal : stabilisation des sols et colonisation par les espèces pionnières (0–5 ans), installation des communautés résineuses et arbustives boréales (5–20 ans), puis formation d'une pessière noire à lichens fonctionnelle et stable (20–40 ans).

Par ailleurs, le plan de végétalisation s'inscrit dans le cadre du *Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec* (MRNF, 2024) qui précise les objectifs suivants :

- Éliminer les risques inacceptables pour la santé et la sécurité des personnes ;
- Éliminer la production et la propagation de contaminants susceptibles d'affecter le milieu récepteur ;
- Remettre le site dans un état satisfaisant ;
- Éliminer, à long terme, toute forme d'entretien et de suivi ;
- Rendre le site compatible avec un usage futur déterminé.

2.2 SITES ET MODÈLES DE RÉFÉRENCE

Afin d'identifier les impacts du projet ainsi que dans le contexte d'une étude d'impact, Innova a mandaté WSP Canada (WSP) afin de produire un rapport sectoriel *Végétation et milieux humides* (WSP, 2025).

La zone d'étude WSP est principalement caractérisée par des milieux terrestres soit 73,1 %. Plus du tiers de la zone d'inventaire correspond à des peuplements en régénération à la suite de feux de forêt. L'aspect perturbé de ces milieux en fait de bons sites de référence. Ces milieux sont caractérisés par une strate arbustive composée principalement d'épinette noire (*Picea mariana*) et de pin gris (*Pinus banksiana*) avec un recouvrement supérieur à 10 %. On y retrouve également du bouleau glanduleux (*Betula glandulosa*), le cassandre caliculé (*Chamaedaphne calyculata*), le thé du labrador (*Rhododendron groenlandicum*) et le bleuet à feuilles étroites (*Vaccinium angustifolium).* En ce qui concerne la strate herbacée, celle-ci est de faible densité, mais on y retrouve notamment la deschampsie flexueuse (*Avenella flexuosa*), la clintonie boréale (*Clintonia borealis),* le quatre-temps (*Cornus canadensis*), le lycopode de Sitka (*Diphasiastrum sitchense*) et le maïanthème du Canada (*Maianthemum canadense* subsp. *canadense*).

En ce qui concerne les sols, les dépôts de surface dominants de ce type de peuplement sont du sable ou des horizons organiques minces sur le roc.

Les sites de référence retenus visent à représenter les conditions naturelles d'un écosystème boréal de type pessière noire à lichens, tel que défini dans le *Rapport sectoriel – Végétation et milieux humides* (WSP, 2025). Les peuplements en régénération post-feu sont considérés comme des modèles écologiques valides pour les stades initiaux de succession, tandis que les pessières matures environnantes constituent le modèle de référence final.

Certaines zones non perturbées du site minier Shaakichiuwaanaan, lorsque leur intégrité écologique est confirmée, serviront également de référence locale pour la composition du sol, la biodiversité locale et la dynamique végétale.

Des indicateurs écologiques seront utilisés pour comparer les résultats de végétalisation aux valeurs de référence, notamment :

- Recouvrement végétal total : 70–90 % à maturité ;
- Recouvrement de la strate arbustive : ≥ 10 % d'espèces caractéristiques ;
- Proportion d'espèces indigènes : > 95 % ;
- Diversité floristique : ≥ 70 % des espèces dominantes des sites de référence ;
- Épaisseur du sol organique : > 5 cm après 20 ans ;
- Taux de survie des plantations : > 80 % après 5 ans.

Conformément aux recommandations de Gann et al. (2019), plusieurs modèles séquentiels sont considérés pour refléter la succession naturelle des écosystèmes boréaux, permettant d'évaluer la progression écologique du site dans le temps.

2.3 ZONAGE DU SITE ET CONTRAINTES

Le zonage du site a été défini afin de planifier les interventions de végétalisation selon les conditions biophysiques, la nature des matériaux en surface et les contraintes environnementales présentes.

Le zonage a été établi à partir d'une analyse intégrée des conditions physiques, chimiques et biologiques du site, en considérant le type de matériau en surface, la stabilité géotechnique, la pente, la texture et la fertilité des sols, ainsi que la proximité des sources naturelles de propagules. Cette approche est conforme aux recommandations du *Guide de végétalisation des sites miniers* (Guittonny, Cadet, & Hotton, 2022) et du MRNF (2024).

Les zones ont été délimitées à partir des unités de dépôt et d'aménagement (haldes à stériles, parcs à résidus, zones de chemins, fosses, zones d'infrastructures), des observations topographiques et de la nature des substrats. Chaque zone présente des contraintes et des potentiels distincts pour la végétalisation, en fonction notamment de la compaction, de la teneur en matière organique, de la texture, du drainage et de l'exposition.

Le projet minier Shaakichiuwaanaan présente diverses zones identifiées sur la carte du site de l'Annexe A. Le Tableau 2-1 présente les caractéristiques de celles-ci.

Selon leur niveau de contrainte, les zones présentant des sols nus, des rejets grossiers ou des conditions limitantes en nutriments feront l'objet d'une approche de végétalisation active, comprenant la mise en place de substrat, l'ajout d'amendements organiques et la sélection d'espèces adaptées pour assurer une stabilisation rapide. Les zones plus stables, possédant déjà un recouvrement végétal partiel, seront traitées par une approche adaptative ou passive, favorisant la recolonisation naturelle et la connectivité écologique avec les milieux environnants.

L'ensemble du zonage vise à orienter la restauration vers des conditions écologiques similaires à celles des pessières à lichens locales décrites dans l'étude sectorielle (WSP, 2025), où l'épinette noire (*Picea mariana*) et le pin gris (*Pinus banksiana*) dominent une strate arbustive et muscinale ouverte. Chaque zone de végétalisation cherche ainsi à reproduire, selon son potentiel, la structure et la composition typiques de ces milieux boréaux.

Ce zonage constitue une base conceptuelle qui sera ajustée à la suite des caractérisations détaillées sur le terrain et des suivis de performance de la végétalisation. Ces ajustements permettront d'appliquer une gestion adaptative, en modulant les interventions selon les résultats observés et l'évolution écologique du site au fil du temps.

Tableau 2-1. Description des zones à restaurer et contraintes associées

Zone (ID)	Superficie (m²)	Superficie (ha)	Zones	Description des travaux	Contrainte potentielle
1 (Halde Mt M)	670 612	67,1	Empreinte des haldes à mort-terrain 004 et 005 Halde à minerai (HG, LG et ROM PAD) et plateforme de transfert des stériles de l'exploitation souterraine	Scarification, ensemencement hydraulique et îlot de végétalisation	Forte compaction
2 (Empreinte)	1 043 018	104,3	Empreintes activités minières (zone industrielle, chemins, lignes électriques et bâtiments) et halde à matières organiques	Scarification, recouvrement et ensemencement hydraulique	Forte compaction, fondations des bâtiments à couvrir, nécessité de recouvrir et végétaliser pour régénération rapide
3 (Stérile)	836 574	83,7	Halde à stériles 001	Amendement, ensemencement hydraulique et îlot de végétalisation	Forte compaction, faible fertilité, pentes instables, risques d'érosion
4 (Co-disposition)	2 318 593	231,9	Halde de co-disposition 002	Gestion des sols (recouvrement), amendement et ensemencement hydraulique	Risques de lixiviation et besoin de gestion spécifique (minimum de racine)
5 (Bassins)	448 327	44,8	Bassins de la filière de traitement des eaux (4 bassins) et de collecte du secteur industriel (2 bassins) Bassins de collecte du secteur de la halde à stériles 001 (2 bassins) et bassins de collecte du secteur de la halde de co-disposition 002 (2 bassins)	Ensemencement hydraulique	Pente et sol instable
Total	**5 331 412**	**533,1**	-	-	-

À noter que le site minier est encore en phase conceptuelle. Des analyses de terrain détaillées seront nécessaires avant la fermeture de la mine pour confirmer les zones et ajuster les contraintes et la description des travaux en fonction de ces contraintes.

2.4 OBJECTIFS SPÉCIFIQUES

Les objectifs spécifiques de végétalisation traduisent les intentions générales du projet en cibles mesurables et opérationnelles, adaptées aux conditions du site et à chacune des zones définies.

Ils visent à assurer la stabilité des sols, à rétablir des fonctions écologiques durables et à favoriser la recolonisation par des espèces végétales indigènes adaptées au climat boréal.

Les objectifs spécifiques sont définis en fonction des trois attributs écosystémiques de la restauration écologique : la composition (diversité et origine des espèces végétales), la structure (strates végétales et densité de recouvrement) et la fonction (stabilisation des sols, rétention hydrique, dynamique naturelle). Ces principes s'appuient sur les recommandations de Cooke et Johnson (2002)et de Gann et al. (2019).

Tableau 2-2. Objectifs spécifiques de végétalisation par zone

Zone (ID)	Objectifs spécifiques	
	Biologiques/écologiques	Physiques/fonctionnels
1 (Halde Mt M)	• Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans. • Réintroduire des espèces végétales indigènes, en mettant l'accent sur la biodiversité. • Assurer la pérennité des espèces plantées.	• Stabiliser les sols. • Réduire l'érosion superficielle. • Réduire l'impact sur la qualité de l'eau.
2 (Empreinte)	• Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans. • Assurer la pérennité des espèces plantées.	• Améliorer la fertilité du sol.
3 (Stérile)	• Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans. • Réintroduire des espèces végétales indigènes, en mettant l'accent sur la biodiversité. • Assurer la pérennité des espèces plantées.	• Stabiliser les sols, en particulier les pentes. • Réduire le ruissellement et l'érosion superficielle. • Améliorer la structure et la fertilité du sol. • Réduire l'impact sur la qualité de l'eau.
4 (Co-disposition)	• Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans. • Assurer la pérennité des espèces plantées.	• Maintenir l'intégrité de la barrière à l'eau et à l'oxygène, éviter la pénétration racinaire profonde. • Réduire le ruissellement et l'érosion superficielle. • Réduire l'impact sur la qualité de l'eau.
5 (Bassins)	• Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans. • Assurer la pérennité des espèces plantées.	• Stabiliser les sols, en particulier les pentes.

À noter que le site minier est encore en phase conceptuelle. Des analyses de terrain détaillées seront nécessaires avant la fermeture de la mine pour confirmer que les objectifs spécifiques des zones restent pertinents.

Les cibles sont envisagées selon les trois horizons temporels décrits ci-après.

- **Court terme (1 à 3 ans)** : stabilisation physique des surfaces et contrôle de l'érosion ;
- **Moyen terme (3 à 5 ans)** : établissement d'une couverture végétale stable (> 75 %) et d'un enracinement fonctionnel ;
- **Long terme (5 à 10 ans)** : développement d'un couvert végétal auto-entretenu et d'une composition floristique représentative des pessières boréales locales.

Le suivi de l'atteinte des objectifs reposera sur des indicateurs mesurables, notamment :

- le taux de recouvrement végétal global et par strate ;
- la richesse spécifique et la proportion d'espèces indigènes ;
- la stabilité physique des sols (érosion, affaissement) ;
- la reprise des fonctions hydriques et biologiques du sol.

Ces indicateurs permettront d'évaluer la progression vers les valeurs cibles définies à partir des sites de référence (section 2.2) et de mesurer le succès écologique du projet.

Les résultats des suivis serviront à ajuster les méthodes de végétalisation au besoin, conformément à une approche de gestion adaptative. Cette approche vise à garantir que les trajectoires de restauration demeurent cohérentes avec l'écosystème boréal de référence et avec les objectifs de durabilité à long terme du plan de réaménagement.

3 CONCEPTION ET MISE EN ŒUVRE DES TRAVAUX DE VÉGÉTALISATION

3.1 INVENTAIRE ET CARACTÉRISATION DES MATÉRIAUX

L'inventaire et la caractérisation des matériaux constituent une étape essentielle dans la planification de la végétalisation. Cette section présente les matériaux envisagés pour la mise en végétation du site minier Shaakichiuwaanaan, les hypothèses sur leur provenance, leur gestion et les mesures d'atténuation prévues, en se basant sur les informations disponibles à ce stade du projet.

3.1.1 MATÉRIAUX ENVISAGÉS POUR LA VÉGÉTALISATION

À ce stade conceptuel, les volumes précis des matériaux disponibles n'ont pas encore été calculés. Les hypothèses retenues sont présentées ci-après.

- **Sols et matériaux provenant du site**

  Les principaux matériaux destinés à la végétalisation proviendront du site lui-même, notamment :

  - **Stériles miniers** provenant de la halde à stériles 001 ;
  - **Dépôts meubles** décapés sur les zones d'exploitation et entreposés aux haldes à mort-terrain 004 et 005 ;
  - **Infrastructures démantelées**, telles que digues, plateformes ou bassins, pouvant fournir du matériel meuble adapté.

- **Matériaux externes**

  - **Sable** provenant d'une sablière locale externe, utilisé comme composant de substrat pour améliorer la texture et le drainage des sols dégradés.

- **Amendements organiques et fertilisants**

  - Des **apports organiques** tels que du compost issu de matières végétales locales (terre végétale et débris ligneux issus du déboisement, entreposés dans la halde à matières organiques) ou de déchets organiques seront envisagés.
  - Des mesures d'innovation et solutions locales pourront être testées, par exemple l'utilisation de matières organiques disponibles sur site (tourbières excédentaires ou biomasse forestière) pour améliorer la matière organique des sols.

- **Matériel végétal**

  - Des graines et plants indigènes locaux, compatibles avec le climat rigoureux de la Baie-James, seront utilisés pour la végétalisation des zones restaurées.

3.1.2 HYPOTHÈSES SUR LA DISPONIBILITÉ ET CARACTÉRISTIQUES DES MATÉRIAUX

Type de matériau	Provenance envisagée	Commentaires
Sols meubles / terre végétale	Haldes à mort-terrain, haldes à matières organiques, infrastructures démantelées	Caractéristiques exactes (pH, texture, fertilité, MO) à confirmer dans les phases ultérieures
Stériles miniers	Haldes à stériles et co-disposition	Nécessite un traitement (reprofilage, amendement) avant végétalisation
Sable	Sablière externe	Utilisé pour améliorer le drainage et la structure du substrat
Amendements organiques	Halde à matières organiques Déchets domestiques locaux	Les quantités présentes sur la halde à matières organiques sont encore à confirmer. Du compost des déchets domestiques pourrait être également utilisé. Voir la section 3.2.2.3 pour plus d'information.
Matériel végétal	Graines et plants indigènes	Provenance locale ; sélection adaptée au climat et aux contraintes des sols

3.1.3 CONDITIONS D'ENTREPOSAGE ET GESTION

Dans l'état conceptuel actuel, la majorité des matériaux destinés à la restauration proviendront des zones d'entreposage utilisées durant l'exploitation minière. Ces zones seront maintenues en place jusqu'à ce que les matériaux nécessaires soient mobilisés pour les travaux de restauration.

Toutefois, des volumes limités de matériaux provenant des haldes ou des zones de décapage pourraient être entreposés temporairement à proximité des secteurs d'intervention, lorsque cela permet d'optimiser l'avancement des travaux.

De plus, un espace d'entreposage temporaire sera aménagé pour les matériaux externes au site, notamment ceux requis comme compléments de substrat ou amendements.

Les principes généraux suivants guideront l'entreposage et la gestion de ces matériaux :

- **Entreposage temporaire sur des surfaces stables et bien drainées** afin de limiter l'érosion, la compaction et les pertes de matière ;
- **Protection des matériaux sensibles** par un recouvrement temporaire ou le maintien d'une végétation pionnière lorsque nécessaire ;
- **Séparation des matériaux selon leur nature**, afin d'éviter les mélanges indésirables et de faciliter leur réutilisation ciblée ;
- **Suivi ponctuel de la qualité des matériaux entreposés**, incluant des vérifications de paramètres tels que le pH, la texture ou la teneur organique, avec mesures correctives au besoin avant leur utilisation.

3.1.4 RESSOURCES ET LOGISTIQUE

Les ressources disponibles pour la végétalisation à ce stade conceptuel comprennent :

- Machinerie pour scarification, transport et mise en place des matériaux ;
- Main-d'œuvre pour la manipulation et la préparation des sols ;
- Capacités logistiques pour le transport des matériaux externes (sable) et l'entreposage temporaire ;
- Budget et planification des approvisionnements à préciser dans les phases suivantes.

3.1.5 RISQUES ET MESURES D'ATTÉNUATION

Les principales menaces pour le succès de la végétalisation identifiées à ce stade sont détaillées au Tableau 3-1.

Tableau 3-1. Mesures d'atténuation pour chaque risque ou menace.

Risque / menace	Mesures d'atténuation prévues
Herbivores	Protection temporaire par clôtures ou barrières mécaniques
Perturbations climatiques (vents, gel, sécheresse)	Choix d'espèces résistantes, utilisation de paillis et amendements organiques
Érosion et lessivage	Reprofilage des sols, hydroensemencement, installation de drains temporaires
Dégradation de sols stockés	Recouvrement temporaire, suivi de la qualité, incorporation d'amendements
Espèces envahissantes	Contrôle strict des semences, suivi écologique régulier
Feux de forêt	Sélection d'espèces tolérantes au feu, maintien de zones coupe-feu, gestion de la biomasse sèche et surveillance accrue en période à risque

3.1.6 PROCHAINES ÉTAPES

- **Quantification précise des matériaux** disponibles sur le site ;
- **Caractérisation physico-chimique** des sols, stériles et amendements ;
- **Test de solutions innovantes** pour l'utilisation de biomasse et matière organique locale (compost, MO tourbière) ;
- **Validation expérimentale** des mélanges de substrats et méthodes d'entreposage avant application à grande échelle ;
- **Planification détaillée** des ressources, logistique et suivi environnemental.

3.2 ÉLABORATION DU PATRON DE VÉGÉTALISATION ET MISE EN ŒUVRE

L'élaboration du patron de végétalisation planifie les traitements nécessaires pour permettre aux sols et aux communautés végétales d'atteindre les valeurs cibles établies à l'étape 4 du processus de restauration. Ces traitements doivent être choisis de manière à améliorer les propriétés physiques (ex. scarification, restructuration, apport de matériaux granulaires), chimiques (ex. amendements organiques, fertilisation ciblée) et biologiques (ex. inoculation, plantes-abris, semences indigènes) des matériaux supports caractérisés à l'étape 5.

Le patron précise également :

- l'épaisseur des matériaux de support à appliquer selon les zones ;
- les espèces à privilégier selon les objectifs écologiques ;
- le choix du matériel végétal (graines, transplants, semis) ;
- les modalités de mise en place (hydroensemencement, semis direct, plantation) ;
- la séquence optimale des travaux dans le temps et dans l'espace, afin de maximiser l'implantation des espèces et minimiser les risques d'érosion, de dessiccation ou de pertes de semences.

3.2.1 RÉSUMÉ DES DIFFÉRENTES PHASES SUGGÉRÉES

La mise en œuvre du patron de végétalisation est structurée en trois phases principales, avec une phase corrective optionnelle. Chaque phase est appliquée zone par zone afin de respecter les particularités géomorphologiques, écologiques et opérationnelles du site.

Phase 1 — Préparation initiale

- Ramassage des déchets et sécurisation du site.
- Mise en place ou réfection des matériaux de recouvrement lorsque requis (argile, dépôts meubles, géotextile, géomembrane).
- Reprofilage localisé pour assurer la stabilité et le drainage adéquat.

Phase 2 — Amélioration des sols et mise en végétation herbacée

- Travaux de préparation du sol (scarification superficielle ou restructuration selon les zones).
- Application des amendements organiques, lorsque nécessaires (ex. fumier granulé).
- Ensemencement de la plante-abri afin d'améliorer la microstructure du sol, réduire l'érosion et faciliter l'installation des espèces cibles.
- Hydroensemencement du mélange de semences indigènes.

Phase 3 — Implantation ligneuse en îlots

- Plantation d'arbres et arbustes autochtones dans des îlots ciblés, lorsque compatible avec les objectifs écologiques et les conditions du substrat.
- Mise en place d'îlots de 50 à 100 m² favorisant la colonisation forestière progressive.

Phase 4 — Travaux correctifs (au besoin)

- Réensemencements localisés ;
- Plantation additionnelle ;
- Contrôle de la compétition ;
- Ajustements selon les résultats des suivis.

Finalement, des suivis agronomiques annuels avec un rapport d'un agronome confirmant la reprise végétale sont requis.

3.2.2 AMÉLIORATION DES SOLS

L'amélioration des sols comprend plusieurs techniques visant à optimiser les propriétés physiques, chimiques et biologiques des matériaux de support, conformément aux recommandations de l'étape 6 du guide (MRNF, 2024). Les interventions varient selon les zones, en fonction de la profondeur de recouvrement, du risque de lixiviation, de la compaction ou de la présence de résidus miniers actifs.

3.2.2.1 TRAVAUX DE PRÉPARATION DE SOL

Avant l'ensemencement, une scarification superficielle du sol sera réalisée à l'aide d'une herse à maillage flexible, choisie en fonction des conditions particulières du terrain. Cette intervention est essentielle dans le contexte de faibles épaisseurs de recouvrement et de compaction hétérogène.

La scarification vise à briser la croûte de surface dans les zones de forte compaction afin de créer des microsites favorables à la germination. L'opération sera effectuée perpendiculairement à la pente, lorsque pertinente, afin de limiter la formation de sillons orientés dans le sens de la pente, ce qui réduira les risques de ruissellement des semences vers le bas du terrain en cas de précipitations.

Le Tableau 3-2 présente les superficies par zone nécessitant une préparation de sol, ainsi que les coûts estimés associés à ces travaux.

Tableau 3-2. Superficies à scarifier et coûts estimés par zone

Zone	Superficie (m^2)
1 (Halde Mt M)	677 000
2 (Empreinte)	1 790 000
Total (m^2)	**2 467 000**

3.2.2.2 RECOUVREMENT DE MATÉRIAUX

Les travaux de recouvrement ont pour objectifs la stabilisation, la réduction de la migration des contaminants, l'amélioration de la capacité de rétention en eau et la création d'un substrat propice à l'établissement de la végétation. Ces travaux seront adaptés en fonction des caractéristiques des zones.

Pour les zones 1 (Halde Mt M) et 5 (Bassins), aucun recouvrement n'est requis.

Sur la zone 2 (Empreinte), une couche de dépôt meuble de 150 mm sera ajoutée sur l'empreinte des bâtiments, plus précisément sur les fondations de béton brisées.

Sur la zone 3 (Stérile), une couche de dépôts meubles de 200 mm sera étendue sur la halde à stérile afin de restaurer une couverture naturelle et de favoriser l'établissement de la végétation.

Pour la zone 4 (Co-disposition), considérant le potentiel générateur acide et de lixiviation des matériaux de la halde, une intervention plus complexe est envisagée. Elle comprend un recouvrement technique multimatrice : une couche de 1,5 m d'argile, suivie d'une couche de sable de protection, puis l'installation d'une géomembrane HDPE, de géotextile et, finalement, d'une couche d'enrochement. Cette composition vise à isoler les résidus, prévenir la lixiviation et offrir un support stable à la végétalisation.

Pour le moment, il s'agit des seules zones où l'ajout de matériaux est envisagé, mais cela devra être réévalué avant la fermeture.

Le Tableau 3-3 présente un résumé du type de matériau à appliquer selon les zones ainsi que leur volume.

Tableau 3-3. Superficie et volume des matériaux à recouvrir dans les zones ciblées

Zone (ID)	Type	Épaisseur (m)	Volume (m^3)
2 (Empreinte)	Dépôts meubles	0,15	268 500
3 (Stérile)	Dépôts meubles	0,30	278 000
4 (Co-disposition)	Sable + géomembrane + géotextile et sable	0,35	861 000
Total	-	-	**1 407 500**

3.2.2.3 AMENDEMENT

Afin d'améliorer la qualité des sols et de favoriser l'établissement de la végétation, l'ajout d'une couche de matière organique est recommandé dans certaines zones du site avant l'ensemencement. Plus précisément, une couche de 200 mm de matière organique devra être appliquée sur les superficies ciblées des zones 3 (Stérile) et 4 (Co-disposition).

Le matériau principal proposé pour l'amendement est un mélange de mort-terrains provenant du site, combiné à du compost produit à partir des débris ligneux issus du déboisement ainsi que des boues sanitaires et restants de cuisine. Ce mélange vise à restituer de la matière organique et à améliorer la fertilité et la structure du sol.

Un fumier de poule granulaire pourra être utilisé **en complément**, si la quantité de matière organique disponible sur le site est insuffisante ou si un apport supplémentaire est nécessaire pour atteindre les niveaux de fertilité requis. Dans ce cas, il sera appliqué à un taux recommandé de 1 000 kg/ha (soit 0,1 kg/m^2). La quantité de fumier à se procurer ainsi que sa nécessité devront être confirmées dans les plans subséquents, lorsque la caractérisation des matériaux organiques du site et la confirmation de leur disponibilité auront été réalisées.

Le Tableau 3-4 présente les volumes estimés de matière organique à appliquer et la masse de fumier requise, selon le taux d'application prévu.

Tableau 3-4. Volume et masse d'amendement à appliquer par zone

Zone (ID)	Épaisseur (m)	Volume à appliquer (m^3)	Masse de fumier requise (kg)
3 (Stérile)	0,20	167 315	16 731,5
4 (Co-disposition)	0,20	463 719	46 371,9
Total	-	**631 034**	**63 103,4**

3.2.3 VÉGÉTALISATION

La stratégie de végétalisation vise à rétablir une couverture végétale durable et fonctionnelle sur l'ensemble du site, en favorisant l'établissement d'espèces végétales indigènes vivaces adaptées aux conditions écologiques locales du climat boréal. Ce choix permet de restaurer les caractéristiques naturelles du milieu, tout en assurant la résilience de la végétation aux stress environnementaux, incluant les changements climatiques.

La végétalisation s'effectuera selon deux modalités :

- Hydroensemencement à l'aide d'un mélange agronomique de semences herbacées adaptées sur la majorité des superficies du site ;
- Plantation manuelle de semis dans des îlots ciblés, incluant des espèces d'arbres et d'arbustes récoltées ou cultivées localement, pour renforcer l'établissement ligneux.

Cette combinaison permet une restauration progressive, mais efficace, en créant des noyaux de végétation forestière à partir desquels la colonisation naturelle pourra s'étendre.

Selon le rapport sectoriel *Végétation et milieux humides* (WSP, 2025), environ 80,2 % de la zone d'étude est constituée de végétation terrestre, dominée par des peuplements de forêts résineuses (44,4 %) et de peuplements en régénération post-feu (34,3 %). En revanche, les landes à lichens, les arbustaies, les boisés mixtes ou feuillus, ainsi que les affleurements rocheux (0,001 %) sont peu représentés.

Dans cette optique, la composition de la végétalisation post-fermeture vise à refléter cette distribution écologique, en recréant un paysage similaire à celui qui caractérisait le site avant l'exploitation. La composition des mélanges végétaux et des essences forestières a été établie en cohérence avec cette distribution écologique, afin de recréer un paysage cohérent avec le contexte naturel de la région.

3.2.3.1 PLANTE-ABRI

Les plantes-abris sont des graminées annuelles semées en même temps que les espèces vivaces afin de stabiliser rapidement le sol, de limiter l'érosion et de favoriser l'établissement des autres espèces végétales du mélange (MAPAQ, 2024).

Dans le cadre du présent projet, l'Élyme du Canada (*Elymus canadensis*) a été choisi comme plante-abri. Il s'agit d'une espèce indigène vivace à courte vie, présentant une croissance rapide et disparaissant au bout de quelques années. Le taux dépend de la période d'hydroensemencement, allant de 2 g/m^2 au printemps à 4 g/m^2 à l'automne.

Il est suggéré que des cellules expérimentales soient réalisées sur le site afin de valider l'efficacité de cette plante dans le contexte de la végétalisation sur le site. D'autres plantes non indigènes, mais adaptées aux conditions du nord du Québec, pourraient également être employées dans le cas où cette plante rencontrerait des problèmes selon les caractéristiques des zones du site.

3.2.3.2 ENSEMENCEMENT DU MÉLANGE INDIGÈNE

Afin d'assurer une couverture végétale rapide et de limiter l'érosion des sols, un ensemencement hydraulique de semences indigènes est prévu dans l'ensemble des zones à restaurer. Un mélange herbacé indigène a été élaboré dans l'objectif de refléter les communautés végétales pré-existantes et de favoriser une succession écologique naturelle, conformément aux recommandations (Ceccon, González, & Martorell, 2016; Barr, Jonas, & Paschke, 2017).

Considérant que le projet est encore en phase de préfaisabilité et que la caractérisation des matériaux n'est pas encore complétée, un mélange commercial a été sélectionné pour le présent plan. Ce mélange est adapté aux zones de rusticité zéro, au plein soleil ou à la mi-ombre, et comprend des espèces tolérant à la fois des conditions fraîches et humides et des conditions plus sèches, permettant ainsi une meilleure adaptation aux variations d'humidité du site.

Ce mélange devra être réévalué une fois que les caractéristiques du sol seront connues, et certaines espèces pourraient être ajustées selon la disponibilité commerciale. Des expérimentations en cellules pourraient également être réalisées afin de confirmer la viabilité du mélange dans les conditions spécifiques du site et, si nécessaire, d'identifier les ajustements requis pour assurer la germination et la survie des semences dans les différentes zones.

Le taux d'application prévu pour le mélange herbacé est de 108 kg/ha, soit 10,8 g/m². Le Tableau 3-5 présente la composition de chacun des mélanges, exprimée en pourcentage massique.

Tableau 3-5. Composition du mélange indigène

Espèces herbacées (108 kg/ha)			**Pourcentage massique (%)**
Nom français	Nom latin	Autochtone	
Agrostide scabre	*Agrostis scabra*	Oui	**1,00**
Beckmannie à écailles unies	*Beckmannia syzigachne*	Oui	**20,00**
Brome cilié	*Bromus ciliatus*	Oui	**20,00**
Carex vulpinoïde	*Carex vulpinoidea*	Oui	**1,20**
Deschampsie cespiteuse	*Deschampsia cespitosa*	Oui	**10,00**
Élyme à chaumes rudes	*Elymus trachycaulus*	Oui	**35,00**
Pâturin alpin	*Poa alpina*	Oui	**4,50**
Pâturin des marais	*Poa palustris*	Oui	**2,50**
Pâturin des prés	*Poa pratensis*	Oui	**3,50**
Trisète à épi	*Koaleria spicata*	Oui	**2,00**
Quenouilles à feuilles larges	*Typha latifolia*	Oui	**0,30**
		Total	100

Les fiches techniques des espèces sélectionnées se retrouvent à l'Annexe B. La viabilité du mélange sur le site devra être évaluée lors des essais à différentes échelles (section 3.3).

Le mélange d'espèces herbacées est appliqué sur l'ensemble des zones, en proportion des superficies à restaurer. Le Tableau 3-6 présente les superficies prévues pour chaque zone, leur morphologie (terrain plat ou en pente), ainsi que l'estimation des coûts associés à l'ensemencement hydraulique.

Tableau 3-6. Superficies à ensemencer et morphologie du terrain par zone

Zone (ID)	Superficie (m^2)	Forme du terrain
1 (Halde Mt M)	677 000	**Plat**
2 (Empreinte)	1 790 000	**Plat**
3 (Stérile)	927 000	**Pente**
4 (Co-disposition)	2 461 000	**Pente**
5 (Bassins)	531 000	**Plat**
Total	**6 386 000**	**-**

3.2.3.3 PLANTATION D'ÎLOTS CIBLÉS

En complément de l'hydroensemencement herbacé, des îlots de plantation ligneuse seront aménagés dans des secteurs ciblés. Cette approche vise à recréer une structure végétale stratifiée en accélérant l'établissement des strates arbustive et arborée. Les îlots agiront comme noyaux de régénération, favorisant la dispersion des propagules à plus long terme.

La sélection des essences repose sur les résultats des inventaires réalisés en 2023–2024, qui montrent une très forte dominance régionale de l'épinette noire ainsi que la présence fréquente de pin gris, et de manière plus ponctuelle, de bouleau à papier dans les milieux terrestres. Ces espèces structurent la majorité des groupements inventoriés — notamment les pessières à mousses (43 milieux), les pessières à lichens (33 milieux), les pinèdes grises (8 milieux) et certaines régénérations forestières. Elles sont également adaptées aux sols sableux à drainage variable, qui caractérisent la plupart des sites du projet.

Les essences utilisées proviendront préférablement de semences ou de semis cultivés localement, afin d'assurer leur adaptation aux conditions climatiques du Nord-du-Québec et de limiter les risques associés à l'introduction de matériel génétiquement inadapté.

Le Tableau 3-7 présente les essences retenues ainsi que leur proportion respective dans le mélange de plantation. La superficie moyenne de chaque îlot sera comprise entre 50 et 100 m², avec une densité de plantation variant entre 1,5 m et 2,0 m entre les semis. Cela correspond à environ 150 à 300 plants par îlot, selon la taille et la configuration du terrain.

La sélection actuelle des plantes ligneuses s'appuie sur la caractérisation écologique du site ; cependant, à la suite d'échanges avec les parties prenantes, les îlots pourraient être adaptés pour intégrer des espèces d'intérêt communautaire (ex. plantes alimentaires, médicinales ou culturelles). Une telle bonification nécessiterait une analyse plus fine des sols et du drainage afin d'assurer l'adéquation écologique avec les îlots ciblés.

Tableau 3-7. Espèces ligneuses retenues

Espèces ligneuses			Pourcentage de présence (%)
Nom français	Nom latin	Autochtone	
Épinette noire	*Picea mariana*	Oui	40
Pin gris	*Pinus banksiana*	Oui	35
Bouleau à papier	*Betula papyrifera*	Oui	25
		Total	100

Les fiches techniques des espèces sélectionnées se retrouvent à l'Annexe B.

Le Tableau 3-8 détaille la stratégie d'implantation des îlots ligneux selon les zones de végétalisation identifiées, en précisant la superficie totale estimée des îlots planifiés pour chaque secteur. Ce calcul repose sur l'hypothèse que les îlots occuperont environ 10 % de la superficie des zones où cette approche est jugée pertinente. Cette proportion demeure indicative et pourra être réévaluée en fonction des conditions observées lors de la mise en œuvre des travaux de restauration.

Tableau 3-8. Stratégie de plantation d'îlots ciblés par zone

Zone (ID)	Superficie (m^2)	Pertinence pour îlots	Recommandations spécifiques
1 (Halde Mt M)	677 000	Oui	Créer environ 65 000 m^2 d'îlots dans les zones les moins compactées.
2 (Empreinte)	1 790 000	Non	Non recommandé (compaction, infrastructures résiduelles).
3 (Stérile)	927 000	Oui	Créer environ 90 000 m^2 d'îlots sur les replats. Stabilisation des talus par enracinement profond.
4 (Co-disposition)	2 461 000	Non	Non recommandé (lixiviation, gestion fine des racines).
5 (Bassins)	531 000	Non	Non recommandé (zones humides, instabilité).
Total	**6 386 000**	-	-

3.2.3.4 PLANIFICATION DES TRAVAUX

L'échéancier détaillé des travaux sera précisé au moment de la fermeture, en fonction des conditions spécifiques du site et des disponibilités logistiques. Il est toutefois recommandé d'exécuter les phases 1 et 2 au printemps de la première année de restauration, suivies de la phase 3 à l'été de la même année. Un suivi de l'établissement de la végétation doit être réalisé à l'automne, afin d'évaluer le succès de l'implantation et d'ajuster les interventions subséquentes au besoin.

Selon les résultats de ce premier suivi, la phase 4 pourrait être planifiée pour le printemps ou l'été de l'année suivante, si des ajustements ou des travaux correctifs sont requis. Par ailleurs, un suivi agronomique annuel est recommandé pour les cinq premières années suivant la restauration, afin de documenter l'évolution de la végétation et de détecter d'éventuelles problématiques.

Le Tableau 3-9 présente un aperçu général de l'échéancier proposé des interventions selon les différentes phases.

Tableau 3-9. Échéancier des travaux du plan de végétalisation

Travaux	Période
Phase 1	Printemps - Année 1 de restauration
Phase 2	Printemps - Année 1 de restauration
Phase 3	Été - Année 1 de restauration
Suivi de l'établissement	Automne - Année 1 de restauration
Phase 4 *si nécessaire	Printemps/été - Année 2 de restauration
Suivi agronomique	Années 1 à 5 post-restauration

Le Tableau 3-10 présente les travaux de végétalisation prévus par zone et par phase, en précisant les interventions spécifiques à chaque étape. Une vocation fonctionnelle a été attribuée à chaque zone en fonction des objectifs de restauration, de son positionnement spatial sur le site minier et de son potentiel d'intégration dans l'écosystème.

Tableau 3-10. Résumé des travaux par phase selon les zones

Zone (ID)	Phase	Travaux	Vocation
1 (Halde Mt M)	1	Ramassage de déchets	**Biodiversité – Herbacée et arborescente et Habitat petite faune**
	2	Ensemencement de la plante-abri	
	2	Préparation du sol par la herse	
	2	Ensemencement du mélange herbacé	
	3	Plantation de semis dans des îlots ciblés	
2 (Empreinte)	1	Ramassage de déchets/bennes et clôture	**Zone tampon faunique**
	1	Recouvrement de dépôts meubles des fondations	
	2	Ensemencement de la plante-abri	
	2	Ensemencement du mélange herbacé	
3 (Stérile)	1	Ramassage de déchets	**Stabilisation des sols et biodiversité – Herbacée et arborescente**
	1	Reprofilage et recouvrement d'argile	
	2	Application de l'amendement	
	2	Ensemencement de la plante-abri	
	2	Préparation du sol par la herse	
	2	Ensemencement du mélange herbacé	
	3	Plantation de semis dans des îlots ciblés	
4 (Co-disposition)	1	Ramassage de déchets	**Prairie ouverte (pollinisateurs)**
	1	Gestion des sols (recouvrement)	
	2	Application de l'amendement	
	2	Ensemencement de la plante-abri	
	2	Préparation du sol par la herse	
	2	Ensemencement du mélange herbacé	
5 (Bassins)	1	Ramassage de déchets	**Végétation de transition**
	2	Ensemencement de la plante-abri	
	2	**Ensemencement du mélange herbacé**	

3.3 ESSAIS À DIFFÉRENTES ÉCHELLES

Avant l'application du patron de végétalisation à grande échelle, il est recommandé de procéder à une validation expérimentale par des essais réalisés à différentes échelles. Cette étape vise à adapter les traitements aux conditions spécifiques du site, particulièrement lorsque les connaissances sur les contraintes édaphiques ou écologiques sont limitées. Des essais seront donc menés à petite échelle avant la fermeture, d'abord en conditions contrôlées, puis en milieu réel (in situ). Ces essais permettront d'évaluer la germination des semences, l'efficacité de la plante-abri, la compatibilité des espèces indigènes entre elles, la survie des plants ligneux ainsi que la réaction des sols à l'application d'amendements. Cette démarche vise à optimiser les résultats et les coûts, en permettant d'ajuster le patron de végétalisation final en fonction des observations issues des essais préliminaires. Des projets de recherche additionnels, incluant la transplantation expérimentale de lichens, pourraient être menés en collaboration avec des partenaires académiques. Leur conception devra répondre aux cadres réglementaires (Gann et al., 2019) et les avancements de tels projets seront communiqués aux parties prenantes.

3.3.1 PROJETS DE RECHERCHE : UTILISATION DE LICHEN

La caractérisation du site de WSP (2025) indique la présence de lichens sur le site, avec la présence de pressière à lichen et de lande de lichens. La présence de landes et pessières à lichen témoigne d'une niche écologique importante.

Bien que plusieurs recherches aient démontré la faisabilité de la transplantation, de l'ensemencement ou de la dispersion assistée de lichens, ces approches demeurent peu appliquées dans un contexte de restauration minière. Les travaux de Duncan (2011) et Kong (2022) montrent que les Cladonia nordiques présentent une croissance lente et une forte dépendance au microclimat, tandis que Rapai (2017) a démontré que la transplantation de fragments ou de tapis stabilisés peut réussir sous conditions favorables. Les études montrent que des micro-organismes comme les mousses, les lichens et les cyanobactéries peuvent contribuer à stabiliser les sols miniers. Leur présence aide à réduire l'érosion et à améliorer graduellement la qualité du substrat (Ficko, 2022 ; Poudel, 2022). Ce potentiel est encore plus intéressant lorsqu'on utilise des bryophytes locales, c'est-à-dire des espèces de mousses déjà adaptées aux conditions de la région (Campeau, 2010). Plus récemment, certaines recherches indiquent même qu'il serait possible de cultiver en laboratoire des composantes des lichens afin de produire des fragments plus résistants, qui pourraient ensuite être utilisés pour soutenir la revégétalisation des sites miniers (Qiao, 2025).

Toutefois, puisqu'il n'existe pas encore d'inventaire détaillé des lichens présents sur le site, il est difficile d'estimer précisément leur disponibilité ou de confirmer quelles espèces seraient adaptées pour être transplantées. Dans ce contexte, et conformément aux attentes du MRNF, des projets pilotes apparaissent nécessaires pour valider la pertinence de ces approches sur le site.

Ceux-ci pourraient viser à :

- vérifier si la transplantation de colonies locales est réalisable ;
- mesurer dans quelle mesure les lichens, les mousses et d'autres micro-organismes contribuent à stabiliser les sols miniers ;
- mieux comprendre leur rôle dans la biodiversité présente après la restauration.

Ces essais permettraient de réduire les incertitudes actuelles et d'évaluer le véritable potentiel des lichens comme outil de restauration écologique dans les conditions nordiques du site.

3.4 IMPACT DE LA VÉGÉTATION SUR UN SYSTÈME DE RECOUVREMENT

La mise en végétation des zones restaurées a été réalisée en considérant les effets potentiels de la végétation sur les systèmes de recouvrement à long terme. Comme le soulignent plusieurs synthèses (Fourie & Tibbett, 2007; MEND Program, 2014; Bussière, Guittonny, & Wilson, Guide de bonnes pratiques en restauration minière dans un contexte de changements climatiques, 2022; Bussière & Guittonny, Restauration des sites miniers : concepts et bonnes pratiques, 2021), la végétation contribue positivement à la stabilisation écologique et physique des surfaces, mais elle peut également compromettre certaines fonctions techniques des recouvrements si elle n'est pas adéquatement considérée dès la conception.

3.4.1 EFFETS GÉNÉRAUX DE LA VÉGÉTATION SUR LES RECOUVREMENTS

L'établissement de mélanges herbacés indigènes par hydroensemencement et la plantation ponctuelle de ligneux en îlots ciblés ont été retenus comme approche principale. Ces couverts végétaux visent à stabiliser les pentes, réduire l'érosion et influencer le bilan hydrique par évapotranspiration — un effet particulièrement pertinent dans les systèmes de type stockage-relargage.

Toutefois, la littérature montre que l'enracinement profond des espèces ligneuses peut créer des macrospores augmentant la conductivité hydraulique, favoriser l'infiltration et accroître la diffusion d'oxygène dans les couches sensibles (Jackson & al., 1996; Schenk & Jackson, 2002; Bussière & Guittonny, Restauration des sites miniers : concepts et bonnes pratiques, 2021). Ces processus peuvent compromettre la performance des recouvrements de type barrière à l'eau ou à l'oxygène.

Les risques associés doivent être anticipés, car la végétation évolue naturellement au fil du temps. Les études synthétiques du MEND (2014), de DeJong et al. (2015), de Smirnova et al. (2011) et de Proteau et al. (2020) démontrent que des arbustes et arbres recolonisent souvent les sites miniers dès les premières années, même lorsque seules des herbacées ont été implantées. Cette succession végétale peut modifier la profondeur d'enracinement, et donc le bilan hydrique des recouvrements.

3.4.2 APPROCHE PAR ZONE ET CONSIDÉRATIONS TECHNIQUES

Afin de réduire les risques, un zonage de la végétalisation a été appliqué conformément aux recommandations du Guide (Bussière, Guittonny, & Wilson, Guide de bonnes pratiques en restauration minière dans un contexte de changements climatiques, 2022).

Les zones 1 (Halde Mt M) et 5 (Bassins) ne comportent pas de système de recouvrement technique donc, la végétation n'y pose pas d'enjeu structurel.

Dans la zone 2 (Empreinte), un recouvrement de matériaux meubles sera mis en place sur les anciennes fondations bétonnées afin de permettre l'implantation d'une couverture végétale. Compte tenu de la forte compaction du substrat, limitant l'enracinement profond ; seule une végétalisation herbacée par hydroensemencement est prévue. Considérant qu'aucune plantation de semis n'est envisagée, aucun risque n'est associé à la bio-intrusion, car ce recouvrement ne vise pas à limiter l'eau ou l'oxygène.

En zone 3 (Stérile), un recouvrement d'argile sera mis en place lors du reprofilage des pentes. Une végétalisation mixte par hydroensemencement de mélanges herbacés indigènes et par plantation de semis en îlots ciblés sera réalisée. Ce recouvrement ne constitue pas une barrière fonctionnelle ; par conséquent, la présence de racines profondes ne soulève pas d'enjeu particulier. Au contraire, l'enracinement des plantes ligneuses contribuera à la stabilisation du sol.

Enfin, la zone 4 (Co-disposition) est pourvue d'un recouvrement multicouche conçu comme barrière à l'eau et à l'oxygène. Afin de préserver son intégrité, aucune plantation d'espèces ligneuses n'est autorisée et seule une végétation herbacée indigène sera établie. Cette approche suit les bonnes pratiques pour les recouvrements sensibles (Bussière, Guittonny, & Wilson, Guide de bonnes pratiques en restauration minière dans un contexte de changements climatiques, 2022; Bussière & Guittonny, Restauration des sites miniers : concepts et bonnes pratiques, 2021).

3.4.3 INTÉGRATION DE LA VÉGÉTATION DANS LES MODÈLES DE PERFORMANCE

Conformément aux recommandations du Guide, les effets de la végétation sur le bilan hydrique et la consommation d'oxygène devront être intégrés dans les modèles numériques d'hydrogéologie non saturée. Cela inclut notamment :

- la profondeur d'enracinement des espèces probables,
- la profondeur maximale d'enracinement,
- la densité racinaire,
- l'évolution temporelle liée à la succession végétale,
- les effets anticipés des changements climatiques (Bussière, Guittonny, & Wilson, 2022; Botula, Guittonny, Bussière, & Bresson, 2019).

Ces paramètres permettent d'évaluer la performance à long terme des recouvrements en tenant compte de la végétation future plutôt que du couvert initial seulement.

3.4.4 SUCCESSION VÉGÉTALE ET SUIVI

La végétation évoluera naturellement au fil des décennies, comme démontré dans de nombreux cas d'étude (Smirnova & al., 2011; Mudrák & al., 2016; Proteau & al., 2020). Une colonisation progressive par des arbustes et des arbres de l'écosystème environnant est probable, ce qui peut modifier le régime hydrique ou entraîner une bio-intrusion dans les zones sensibles.

Pour les recouvrements vulnérables (zone 3 [Stérile]), un programme de suivi est recommandé afin de :

- détecter l'apparition d'espèces ligneuses indésirables,
- ajuster la gestion de la végétation si nécessaire,
- réévaluer périodiquement la performance hydrogéologique.

3.4.5 ANALOGUES NATURELS ET RÉSILIENCE

L'utilisation d'analogues naturels est encouragée pour anticiper les trajectoires de végétation et évaluer la performance future des recouvrements (Sterett, 2017; Albright, 2010). Ces analogues peuvent aider à imaginer des scénarios réalistes de végétation mature, ce qui est important pour la planification à long terme des systèmes de recouvrement.

Cependant, dans le contexte du projet Shaakichiuwaanaan, qui est encore à un stade conceptuel, les informations disponibles sur les sols et les conditions environnementales des recouvrements sont limitées. Il est donc difficile de définir un modèle d'analogue complet à ce stade. Des données supplémentaires seront nécessaires lors des phases ultérieures pour caractériser le sol, la végétation et les paramètres hydrogéotechniques, afin d'établir des modèles ou scénarios fiables pour la conception et la planification de la restauration.

3.5 VÉRIFICATION DE LA QUALITÉ DES TRAVAUX

Tout au long de la mise en œuvre du patron de végétalisation, des mécanismes de vérification doivent être mis en place pour s'assurer que les travaux sont réalisés conformément aux plans et devis. Cela inclut, entre autres, la vérification de l'épaisseur des matériaux de support, le respect des choix d'espèces, la qualité du matériel végétal et la conformité des techniques d'implantation.

Un surveillant de chantier devra être présent pour documenter tout écart entre les travaux réalisés et ceux prévus dans le plan. Cette documentation est essentielle pour garantir la qualité de la restauration et pour permettre des ajustements rapides en cas de problème.

4 ENTRETIEN, SUIVI ET CORRECTION

Après la mise en place des travaux de végétalisation, une gestion adaptative devra être assurée pour accompagner le développement du couvert végétal et corriger tout écart aux objectifs de végétalisation. Cette gestion repose sur deux volets : l'entretien et le suivi.

4.1 ENTRETIEN

Des interventions ponctuelles seront réalisées durant les deux premières années, soit pendant les travaux de restauration. Entre autres, le suivi de fin de première saison de croissance permettra de déterminer si la mise en œuvre de la phase 4 sera nécessaire l'année suivante.

Les actions d'entretien incluent :

- La fertilisation localisée ou l'ensemencement en cas de faible taux de germination ;
- Le contrôle des espèces exotiques envahissantes (EEE) ou non désirées ;
- L'irrigation ponctuelle si des conditions de sécheresse critiques compromettent la reprise ;
- La réparation des surfaces érodées ou endommagées par des perturbations (animaux, intempéries).

Les décisions d'intervention seront prises en concertation avec les parties prenantes, sur la base des constats faits lors des inspections de suivi.

4.2 SUIVI ET CORRECTION

Un programme de suivi structuré sera mis en place sur une période minimale de cinq (5) ans suivant la mise en œuvre de la végétalisation. Il visera à :

- Vérifier la progression vers les objectifs propres à chaque zone ;
- Détecter les écarts ou dégradations nécessitant des interventions correctives ;
- Confirmer l'autosuffisance écologique du système végétalisé.

Les suivis seront réalisés en fin d'été/début d'automne, à l'aide de méthodes adaptées au contexte de chaque zone. Les indicateurs seront choisis en lien direct avec les objectifs établis. Ils incluront notamment les éléments présentés au Tableau 4-1.

Tableau 4-1. Types d'indicateurs de suivi

Attributs	Exemples d'indicateurs
Composition végétale	Indice de biodiversité des espèces, proportion d'espèces indigènes, présence d'espèces non désirées ou EEE
Structure du couvert	Taux de recouvrement des herbacés et semis ligneux (%), hauteur moyenne, biomasse estimée, survie des semis
Fonction du sol	Stabilité de surface, taux d'érosion, taux d'infiltration, pH, teneur en matière organique (MO)
Fonction des recouvrements	Infiltration excessive, présence de racines profondes (zones techniques)

Des rapports annuels de suivi seront transmis au MRNF pour toute la période de cinq ans. Si les objectifs sont atteints avant la fin du suivi, une demande pourra être déposée pour mettre fin au suivi, accompagnée d'une évaluation démontrant que l'écosystème est stable et autonome.

Un plan détaillé de suivi et de correction de la végétalisation, adapté à chaque zone, est présenté à l'Annexe C. Cette annexe contient des fiches techniques par zone, qui rappellent les objectifs spécifiques et les travaux de végétalisation réalisés. Elles précisent également les indicateurs de suivi retenus, la méthodologie d'évaluation, les seuils de performance attendus et les mesures correctives envisagées en cas d'écart. Ces fiches serviront de référence pour la mise en œuvre du programme de suivi post-restauration et l'ajustement des interventions selon une approche de gestion adaptative.

5 SYNTHÈSE ET RECOMMANDATIONS

Le plan de végétalisation du site minier Shaakichiuwaanaan repose sur le plan conceptuel actuel, mais il est conçu pour évoluer au fur et à mesure de l'avancement du projet et des mises à jour du plan de restauration. Les analyses de terrain détaillées et le suivi des travaux permettront d'ajuster les zones de végétalisation, les contraintes et les méthodes employées afin de répondre aux conditions réelles du site. Pour assurer la réussite à long terme, il est recommandé de privilégier des espèces indigènes adaptées aux conditions locales de lumière et d'humidité, favorisant une résilience écologique et une couverture végétale durable. Les zones sensibles à l'érosion, aux pentes abruptes ou aux variations hydriques doivent être protégées par des techniques telles que l'hydroensemencement, la plantation ciblée et, si nécessaire, des mesures mécaniques de stabilisation.

Un suivi régulier et structuré de la végétation est essentiel pour détecter rapidement toute anomalie ou tout impact défavorable sur l'intégrité des recouvrements et pour planifier les interventions correctives appropriées. Ce suivi doit inclure l'évaluation de la croissance, de la densité, de la couverture végétale et de la profondeur d'enracinement. Des essais pilotes et expérimentations à différentes échelles permettront de confirmer la viabilité des mélanges de semences et des techniques de végétalisation dans les conditions spécifiques du site, et d'apporter les ajustements nécessaires.

L'entretien régulier, la gestion des espèces envahissantes et la lutte contre l'érosion doivent être intégrés au programme de suivi afin de garantir le maintien des fonctions écologiques et techniques des recouvrements à long terme. La planification doit également tenir compte des effets anticipés des changements climatiques sur la végétation et sur le bilan hydrique des recouvrements. Enfin, l'implication continue des parties prenantes, incluant les communautés locales et les autorités réglementaires, est cruciale pour assurer la transparence, la conformité et la réussite globale de la restauration écologique.

Ainsi, le plan demeure flexible et adaptable, permettant une végétalisation progressive et optimisée, tout en intégrant les enseignements issus du suivi, des essais et des échanges avec les parties prenantes, afin de garantir la performance durable des recouvrements et la résilience écologique du site.

6 REFERENCES

Albright, W. e. (2010). *Using analogues to predict vegetation and soil development on mine reclamation sites. .* ournal of Environmental Management, 91(5), pp. 1025–1035.

Barr, S., Jonas, J. L., & Paschke, M. (2017). *Optimizing seed mixture diversity and seeding rates for grassland restoration. .* Restoration Ecology, 25(3), 396-404. .

Botula, Y. D., Guittonny, M., Bussière, B., & Bresson, E. (2019). *Will tree colonisation increase the risks of serious performance loss of engineered covers under climate change in Québec, Canada? .* In Mine Closure 2019: Proceedings of the 13th International Conference on Mine Closure (pp. 607-620). Australian Centre for Geomechanics.

Bussière, B., & Guittonny, L. (2021). *Restauration des sites miniers : concepts et bonnes pratiques.* Québec : Presses scientifiques.

Bussière, B., Guittonny, L., & Wilson, D. (2022). *Guide de bonnes pratiques en restauration minière dans un contexte de changements climatiques.* Québec : Ministère de l'Environnement.

Ceccon, E., González, E., & Martorell, C. (2016). *Is direct seeding a biologically viable strategy for restoring forest ecosystems? Evidences from a meta-analysis. Land Degradation & Development.* 27(3), 511-520.

Cooke, J., & Johnson, M. (2002). *Ecological restoration of land with particular reference to the mining of metals and industrial minerals: A review of theory and practice.* Environmental Reviews, 10(1), 41-71.

DeJong, T., & al., e. (2015). *Vegetation dynamics on reclaimed mine sites: long-term monitoring results.* Ecological Engineering, 81, pp. 1–10.

Fourie, A., & Tibbett, M. (2007). *Vegetation development on mine tailings: a review. .* Environmental Geochemistry and Health, 29, pp. 383–398.

Gann, G., Mcdonald, T., Walder, B., Aronson, J., Nelson, C., Jonson, J., & Dixon, K. (2019). *International principles and standards for the practice of ecological restoration.* Restoration Ecology, 27(S1), S1-S46.

Guittonny, M., Cadet, C., & Hotton, G. (2022). *Synthèse sur la mise en végétation en contexte de restauration minière.* Rapport PU-2021-08-1381, URSTM.

Jackson, R., & al., e. (1996). *A global analysis of root distributions for terrestrial biomes.* (Vol. 108(3)). Oecologia, 108(3), pp. 389–411.

MEND Program. (2014). *Mine Environmental Neutral Drainage: Guidelines for Vegetation and Cover Systems.* Report MEND 1.61.1.

Ministère de l'Agriculture, des Pêcheries et de l'Alimentation (MAPAQ). (2024). *L'implantation de prairies avec une plante-abris, une police d'assurance.*

Ministère des Ressources naturelles et des Forêts. (2024). *Guide de préparation de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec.* Gouvernement du Québec.

Mudrák, O., & al., e. (2016). *Vegetation succession on reclaimed mining sites in Europe: a review. Ecological Engineering, 97, pp. 40–53.*

Proteau, L., & al., e. (2020). *Succession végétale sur recouvrements miniers au Québec : résultats à 16 ans.* Canadian Journal of Forest Research, 50(7), pp. 725–738.

Schenk, H. J., & Jackson, R. B. (2002). *Rooting depths, lateral root spreads and below-ground/above ground allometries of plants in water-limited ecosystems.* Journal of Ecology, 480-494.

Smirnova, O., & al., e. (2011). *Spontaneous forest recolonization of post-mining sites in Québec.* Canadian Journal of Forest Research, 41(5), pp. 1092–1104.

Sterett, R. (2017). *Use of analogues in environmental modeling.* Ecological Modelling, 359, pp. 66–75.

WSP. (2025). *Projet minier Shaakichiuwaanaan. Rapport sectoriel – Végétation et milieux humides. Nord-du-Québec, Québec.* Rapport produit pour Métaux de Batteries Patriot Inc.. RÉF. WSP : CA0001724-3318_005_R_RevA_SC_VEGMHH. 58 pages et annexes.

Annexe A

Carte du site

-73°57,900′ -73°57,000′ -73°56,100′ -73°55,200′ -73°54,300′ -73°53,400′ -73°52,500′

53°33,120′ 53°32,640′ 53°32,160′ 53°31,680′ 53°31,200′ 53°30,720′ 53°30,240′

N

Bassins de collecte du secteur de la halde 002

Halde de co-disposition 002

Bassins de collecte du secteur de la halde 001

Halde à stériles 001

Halde à matières organiques

Haldes à minerai à haute et basse teneur

Halde à minerai brute

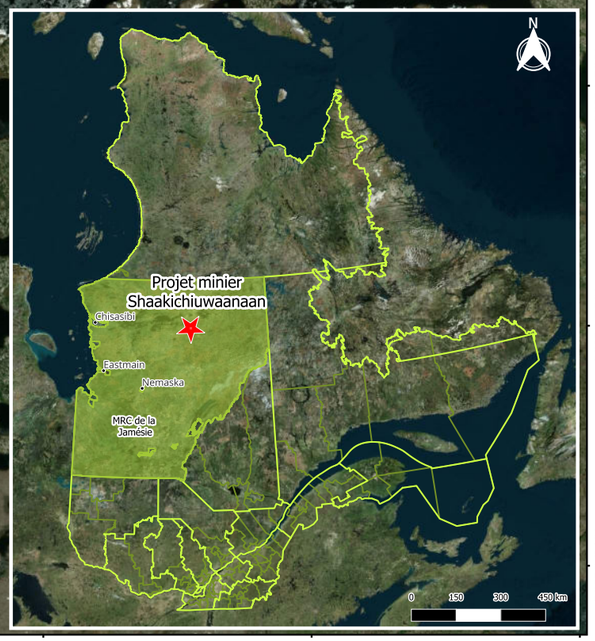
Plateforme de transfert des stériles de l'exploitation souterraine

Bassins de collecte du secteur industriel

Bassins de la filière de traitement des eaux

Haldes à mort-terrain 004

Haldes à mort-terrain 005



RESSOURCES PMET RESOURCES

PROJET MINIER SHAAKICHIUWAANAAN
PLAN DE VÉGÉTALISATION

Localisation des infrastructures et zones de végétalisation

Type d'infrastructure (Motifs)

- Halde à minerai
- Empreinte activitées minières
- Bassin
- Haldes à stériles
- Halde à mort-terrain ou matière organique
- Fosse à ciel ouverte

Zones de végétalisation (Couleurs)

1 (Halde Mt M)	67,1 ha
2 (Empreinte) :	104,3 ha
3 (Stérile) :	83,7 ha
4 (Co-disposition)	231,9 ha
5 (Bassins) :	44,8 ha

Source:
Découpages administratifs : MRNF Québec, 2025
Infrastructures : G Mining Services, 2025 (CASN-A-001-GE-GA-0002_RevC)
Photographie aérienne : © Bing Maps, 2025

Projet: 24-2164-0682

Réalisé par: Marianne Côté
Vérifié par: Jean-Sébastien Berthelot

0 200 400 600 800 1 000 m
Projection MTM, fuseau9, NAD83 (SCRS)

GCM ENVIRO SYNERGIES

Décembre 2025 **Carte 1**

Annexe B

Fiches techniques des espèces sélectionnées

1. Mélange indigène (GRAMINORD)
2. Espèces ligneuses retenues pour la plantation d'îlots

B1. Mélange indigène (GRAMINORD)

aiglon indigo
végétaux et semences indigènes

332 rang St-Joseph
Lourdes, Qc, G0S 1T0
t. 819-385-4509
f. 819-385-4832
info@aiglonindigo.com
www.aiglonindigo.com

GRAMINORD / SÉRIE HABITAT
FICHE TECHNIQUE

Le mélange Graminord est constitué des graminées les plus rustiques au Québec et peut être implanté sans problème jusqu'en zone de rusticité zéro, au soleil ou à la mi-ombre. Contenant une palette d'espèces variées, il s'adapte aux différents degrés d'humidité du site, certaines espèces seront plus abondantes dans les endroits frais et humides, d'autres dans les endroits secs. Il est possible de l'utiliser comme couvre-sol en terrain plat ou pour stabiliser des pentes légères. Dans ce dernier cas, il est nécessaire de maximiser les plantes abris pour une meilleure implantation. Ce mélange peut être tondu périodiquement ou fauché une fois l'an.

COMPOSITION
selon le poids relatif

%	Nom latin	période de floraison: avril	mai	juin	juil	août	sept	oct
1,0%	Agrostis scabra							
20,0%	Beckmannia syzigachne							
20,0%	Bromus ciliatus							
1,2%	Carex vulpinoidea							
10,0%	Deschampsia cespitosa							
35,0%	Elymus trachycaulus							
4,5%	Poa alpina							
2,5%	Poa palustris							
3,5%	Poa pratensis							
2,0%	Trisetum spicatum							
0,3%	Typha latifolia							

ORIGINE INDIGÈNE

RATIOS
selon le nombres de graines

indigène 100% | autres 0%

vivaces 100% | annuelles 0%

graminées 100% | **légumineuses 0%** | fleurs 0%

CARACTÉRISTIQUES

- [ ] 0 zone de rusticité
- [ ] pollinisateurs
- [ ] mi-ombre
- [x] pente faible
- [ ] pente forte
- [x] milieux humides
- [x] sols sableux
- [x] sols argileux
- [ ] stratification requise

ATOUTS
#résultats dès l'an 1
#rusticité remarquable
#polyvalent
#tolère la sécheresse
#exige peu d'entretien

HAUTEUR
minimum: 70 cm
maximum: 95 cm

DÉVELOPPEMENT



TAUX DE SEMIS

mélanges	Semis mécanique (Brillon)	Semis manuel ou à la volée	Semis hydraulique
kg / ha	54	72	108
g / m²	5,4	7,2	10,8

plantes abri	g/m² printemps	g/m² automne
Lolium multiflorum	2	4
Elymus canadensis	5	8

B2. Espèces ligneuses retenues pour la plantation d'îlots



< Retour

Catalogue (/catalogue) / Arbres (/catalogue/1/arbres) / Betula papyrifera


(https://gestion.aiglonindigo.com/UserFiles/Products,


(https://gestion.ai


(https://gestion.aiglonindigo.com


(https://gestion.aiglonindigo.com/UserFiles/Produc

ARBRES

Suivant > (/produit/76/bouleau-gris#ProductContent)

< Précédent (/produit/72/bouleau-jaune#ProductContent)

Betula papyrifera

Bouleau à papier

Paper birch

Non disponible pour la vente au détail

Port pyramidal, s'arrondissant avec l'âge; écorce rouge, puis blanc pur, se détachant en grandes feuilles horizontales. Rustique, indigène du Québec, constituant important de la forêt boréale, sensible à la pollution urbaine

Informations générales | Caractéristiques

Informations générales

Indigène	indigène
Zone de rusticité	2a
Exposition	soleil
Humidité	sol frais
Floraison	
Couleur fleur	
Couleur fruit	
Hauteur minimum (m)	18,00
Hauteur maximum (m)	20,00
Largeur à maturité (m)	14,00
plant / m2	0,01
Sol	loam sableux
Synonymes	
Nom anglais	Paper birch
Autres noms français	
Autres noms anglais	
pH	acide

Questions et commentaires



< Retour

Catalogue (/catalogue) / Arbres Conifères (/catalogue/2/arbres-coniferes) / Picea mariana

ARBRES CONIFÈRES

Suivant > (/produit/327/epinette-du-colorado#ProductContent)

< Précédent (/produit/324/epinette-blanche#ProductContent)





(https://gestion.aiglonindigo.com/UserFiles/Produc



(https://gestion.aiglonindigo.com

Picea mariana

Épinette noire

Black spruce

Non disponible pour la vente au détail

L'épinette noire évoque les vastes étendues boréales du Québec. Elle est aussi l'arbre indigène qui permet de fabriquer la fameuse bière d'épinette. Cultivez dès maintenant cet emblème de nos forêts sur vos terres!

Cette espèce est aussi disponible en semences : Cliquez ici (https://www.aiglonindigo.com/produit/326/epinette-noire#ProductContent)

Informations générales | Caractéristiques

Informations générales

Indigène	indigène
Zone de rusticité	1a
Exposition	soleil
Humidité	sol humide
Floraison	
Couleur fleur	
Couleur fruit	brun
Hauteur minimum (m)	15,00
Hauteur maximum (m)	20,00
Largeur à maturité (m)	6,00
plant / m2	0,03
Sol	organique humide
Synonymes	
Nom anglais	Black spruce
Autres noms français	
Autres noms anglais	
pH	acide à alcalin



< Retour

Catalogue (/catalogue) / Arbres Conifères (/catalogue/2/arbres-coniferes) / Pinus banksiana (syn. P. divaricata)


(https://gestion.aiglonindigo.com/UserFiles/Products/




(https://gestion.aiglonindigo.com/UserFiles/Produc (https://gestion.aiglonindigo.com (https://gestior

Suivant > (/produit/331/pin-noir-d-autriche#ProductContent)

< Précédent (/produit/328/epinette-bleue-du-colorado#ProductContent)

ARBRES CONIFÈRES

Pinus banksiana (syn. P. divaricata)

Pin gris

Jack pine

Non disponible pour la vente au détail

Port pyramidal; couronne clairsemée; cime devenant aplatie avec l'âge; tronc droit; rameaux fins, brun verdâtre; écorce mince et crevassée. Espèce rustique, indigène de la forêt boréale canadienne; peu exigeant, résistant aux vents.

Informations générales | Caractéristiques

Informations générales

Indigène	indigène
Zone de rusticité	1a
Exposition	soleil
Humidité	sol sec
Floraison	
Couleur fleur	
Couleur fruit	brun
Hauteur minimum (m)	9,00
Hauteur maximum (m)	15,00
Largeur à maturité (m)	12,00
plant / m2	
Sol	pauvre
Synonymes	P. divaricata
Nom anglais	Jack pine
Autres noms français	
Autres noms anglais	
pH	très acide

Questions et commentaires

Annexe C

Plan de suivi technique de la végétalisation par zone

Annexe C

PLAN DE SUIVI ET CORRECTION

Ce plan présente les fiches techniques de suivi de la végétalisation post-restauration du site minier Shaakichiuwaanaan. Chaque fiche est adaptée à la vocation écologique, au type de recouvrement et aux travaux réalisés par zone. Les objectifs, indicateurs, méthodologies, seuils de performance et mesures correctives sont définis selon les recommandations du *Guide de préparation du plan de restauration des sites miniers au Québec* (MRNF, 2024), ainsi que sur le document *Synthèse sur la mise en végétation en contexte de restauration minière* (URSTM, 2022).

Un tableau synthétique accompagne chaque zone pour structurer la gestion adaptative. La méthodologie repose sur des suivis standardisés annuels (fin de la saison de croissance), une validation terrain (transects, quadrats, carottages), et l'analyse de la couverture, de la diversité, de la stabilité des sols et de la fonction écologique des recouvrements.

À noter que ce plan de suivi et de correction devra être révisé au moment de la fermeture de la mine, afin de tenir compte des ajustements apportés au plan de végétalisation.

ZONE 1

Vocation : Biodiversité – Herbacée et arborescente et Habitat pour la petite faune

Type de recouvrement : Aucun

Travaux de végétalisation : Hydroensemencement d'herbacées indigènes + plantation de semis ligneux en îlots ciblés

Objectif spécifique	Indicateur de suivi	Méthodologie	Seuil de performance	Mesure corrective
Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans	Taux de recouvrement (%)	Imagerie par drone + validation au sol (quadrats)	< 50 % de recouvrement	Réensemencement et replantation ciblée
Réintroduire des espèces végétales indigènes, en mettant l'accent sur la biodiversité	Indice de diversité α Pourcentage d'espèces indigènes Surveillance d'EEE	Relevés floristiques annuels Inspection visuelle terrain	Diversité faible (selon indice) Présence de < 10 % de EEE	Révision du mélange de semences Lutte EEE
Assurer la pérennité des espèces plantées	Taux de survie des semis ligneux Taux de recouvrement stable > 3 ans	Comptage dans les îlots de plantation Suivi annuel	Survie des ligneux < 60 % Régression marquée	Replantation ou réensemencement ciblée Protection contre stress biotiques/abiotiques
Stabiliser les sols et réduire l'érosion superficielle	Taux d'érosion Présence de rigoles	Inspection visuelle terrain	Érosion active observée Rigoles observées	Réensemencement localisé de végétation stabilisante Stabilisation mécanique et réaménagement
Réduire l'impact sur la qualité de l'eau	Présence de turbidité / ruissellement chargé	Inspection visuelle terrain et échantillonnage des écoulements	Sédimentation ou résultats d'analyse hors normes	Ajout de bandes filtrantes végétalisées

ZONE 2

Vocation : Zone tampon faunique

Type de recouvrement : Recouvrement de dépôts meubles seulement sur les fondations des bâtiments

Travaux de végétalisation : Hydroensemencement d'herbacées indigènes

Objectif spécifique	Indicateur de suivi	Méthodologie	Seuil de performance	Mesure corrective
Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans	Taux de recouvrement (%)	Imageries drones	< 50 % de recouvrement	Réensemencement requis
Assurer la pérennité des espèces plantées	Taux de recouvrement stable > 3 ans	Suivi annuel	Régression marquée	Réensemencement ciblé
Améliorer la structure et la fertilité du sol	Teneur en MO et pH Taux d'infiltration	Échantillonnage Infiltromètre à pression	Taux faible (< seuil régional)	Amendements organiques localisés

ZONE 3

Vocation : Stabilisation des sols et biodiversité – Herbacée et arborescente

Type de recouvrement : Argile (reprofilage)

Travaux de végétalisation : Hydroensemencement d'herbacées indigènes + plantation de semis ligneux en îlots ciblés

Objectif spécifique	Indicateur de suivi	Méthodologie	Seuil de performance	Mesure corrective
Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans	Taux de recouvrement (%)	Imageries drones	< 50 % de recouvrement	Réensemencement requis
Réintroduire des espèces végétales indigènes, en mettant l'accent sur la biodiversité	Indice de diversité α Pourcentage d'espèces indigènes Surveillance d'EEE	Relevés floristiques annuels Inspection visuelle	Diversité faible (selon indice) Présence de < 10 % de EEE	Révision du mélange de semences Lutte EEE
Assurer la pérennité des espèces plantées	Taux de survie des semis ligneux Taux de recouvrement stable > 3 ans	Comptage dans les îlots de plantation Suivi annuel	Survie des ligneux < 60 % Régression marquée	Replantation ou réensemencement ciblée Protection contre stress biotiques/abiotiques
Stabiliser les sols, en particulier les pentes	Taux d'érosion	Inspection visuelle terrain	Érosion active observée	Réensemencement localisé de végétation stabilisante Stabilisation mécanique et réaménagement des talus
Réduire le ruissellement et l'érosion superficielle	Traces de ruissellement, rigoles		Présence marquée de rigoles	
Améliorer la structure et la fertilité du sol	Teneur en MO et pH Taux d'infiltration	Échantillonnage Infiltromètre à pression	Taux de MO faible (< seuil régional)	Amendements organiques localisés
Réduire l'impact sur la qualité de l'eau	Présence de turbidité / ruissellement chargé Analyses paramètres de l'eau	Inspection visuelle terrain et échantillonnage des écoulements	Sédimentation ou résultats d'analyse hors normes	Ajout de bandes filtrantes végétalisées

ZONE 4

Vocation : Prairie ouverte (pollinisateurs)

Type de recouvrement : Recouvrement multicouche avec fonction de barrière d'eau et d'oxygène

Travaux de végétalisation : Hydroensemencement d'herbacées indigènes

Objectif spécifique	Indicateur de suivi	Méthodologie	Seuil de performance	Mesure corrective
Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans	Taux de recouvrement (%)	Imageries drones	< 50 % de recouvrement	Réensemencement requis
Assurer la pérennité des espèces plantées	Taux de recouvrement stable > 3 ans	Suivi annuel	Régression marquée	Réensemencement ciblé
Maintenir l'intégrité de la barrière à l'eau et à l'oxygène, éviter la pénétration racinaire profonde.	Profondeur d'enracinement Conductivité hydraulique locale Humidité du sol (capteur ou sonde) Taux d'infiltration	Carottes (profondeur racinaire) TDR (Time Domain Reflectometry) pour humidité Infiltromètre à pression	Racines >15 cm de profondeur Présence d'espèces ligneuses à racines profondes	Coupe sélective Augmentation locale de l'épaisseur de la couche superficielle Remplacement des plantes
Réduire le ruissellement et l'érosion superficielle	Taux d'érosion Traces de ruissellement, rigoles	Inspection visuelle terrain	Érosion active observée Présence marquée de rigoles	Réensemencement localisé de végétation stabilisante Stabilisation mécanique et réaménagement des talus
Réduire l'impact sur la qualité de l'eau	Présence de turbidité / ruissellement chargé Analyses paramètres de l'eau	Inspection visuelle terrain et échantillonnage des écoulements	Sédimentation ou résultats d'analyse hors normes	Ajout de bandes filtrantes végétalisées

ZONE 5

Vocation : Végétation de transition

Type de recouvrement : Aucun

Travaux de végétalisation : Hydroensemencement d'herbacées indigènes

Objectif spécifique	Indicateur de suivi	Méthodologie	Seuil de performance	Mesure corrective
Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans	Taux de recouvrement (%)	Imageries drones	< 50 % de recouvrement	Réensemencement requis
Assurer la pérennité des espèces plantées	Taux de recouvrement stable > 3 ans	Suivi annuel	Régression marquée	Réensemencement ciblé
Stabiliser les sols, en particulier les pentes	Taux d'érosion	Inspection visuelle terrain	Érosion active observée	Réensemencement localisé de végétation stabilisante Stabilisation mécanique et réaménagement des talus

ZONE 6

Vocation : Végétation de transition

Type de recouvrement : Aucun

Travaux de végétalisation : Hydroensemencement d'herbacées indigènes

Objectif spécifique	Indicateur de suivi	Méthodologie	Seuil de performance	Mesure corrective
Atteindre une couverture végétale de ≥ 75 % en 5 ans	Taux de recouvrement (%)	Imageries drones	< 50 % de recouvrement	Réensemencement requis
Assurer la pérennité des espèces plantées	Taux de recouvrement stable > 3 ans	Suivi annuel	Régression marquée	Réensemencement ciblé
Stabiliser les sols, en particulier les pentes	Taux d'érosion	Inspection visuelle terrain	Érosion active observée	Réensemencement localisé de végétation stabilisante Stabilisation mécanique et réaménagement des talus
Maintenir l'intégrité de la barrière à l'eau et à l'oxygène	Conductivité hydraulique locale Humidité du sol (capteur ou sonde) Taux d'infiltration	TDR (Time Domain Reflectometry) pour humidité Infiltromètre à pression	Racines >15 cm de profondeur Présence d'espèces ligneuses à racines profondes	Coupe sélective Augmentation locale de l'épaisseur de la couche superficielle Remplacement des plantes
Réduire l'impact sur la qualité de l'eau	Présence de turbidité / ruissellement chargé Analyses paramètres de l'eau	Inspection visuelle terrain et échantillonnage des écoulements	Sédimentation ou résultats d'analyse hors normes	Ajout de bandes filtrantes végétalisées

Annexe N

Plan des mesures d'urgence préliminaire Phases postexploitation et postrestauration (GCM Enviro, 2026b)

GCM ENVIRO SYNERGIES

L'EXPERTISE À **ÉCHELLE HUMAINE**



PLAN DE MESURES D'URGENCE PRÉLIMINAIRE
PROJET MINIER SHAAKICHIUWAANAAN

Phases postexploitation et postrestauration

ENV0682-1502-00 / PMET-003-10A-JUS-0001-V0

PMET Ressources inc. – Baie-James

23 mars 2026

Montréal • Québec • Varennes • Sherbrooke • Trois-Rivières • Rouyn-Noranda • Amos
Regina • Calgary • Edmonton • Saint John • Rivière-du-Loup

www.gcmenvirosynergies.com

Baie-James (Québec)

PROJET MINIER SHAAKICHIUWAANAAN

PLAN DE MESURES D'URGENCE PRÉLIMINAIRE – PHASES POSTEXPLOITATION ET POSTRESTAURATION

ENV0682-1502-00 / PMET-003-10A-JUS-0001-V0

No de référence GCM : 24-2164-0682

Préparé par : Laurie-Anne Jean, ing., N° OIQ : 6034057
GCM Enviro Synergies

Vérifié par : Mélanie Côté, ing., N° OIQ : 133767
GCM Enviro Synergies

2026-03-24

Révision	Émission	Date
00	**FINALE**	**2026.03.23**

ÉQUIPE DE RÉALISATION – GCM ENVIRO SYNERGIES

Mélanie Côté, ing.	Chargée de projets, révision
Laurie-Anne Jean, ing.	Rédaction et révision
William Beauregard, CPI	Rédaction
France Thibeault	Édition

ÉQUIPE DE RÉALISATION – PMET RESSOURCES INC.

Cathryn Moffett	Vice-présidente – Environnement et autorisations
Andréanne Séguin	Directrice – Environnement

HISTORIQUE DES RÉVISIONS

Révision					Commentaires (raison de la révision)
Rév.	**Préparé par**	**Vérifié par**	**Date**	**Sections révisées**	
PA	W. Beauregard	L.-A. Jean	2026.02.25	–	Pour commentaires
00	L.-A. Jean	M. Côté	2026.03.23	–	Finale

NOTE LIMITATIVE

Ce plan des mesures d'urgence (PMU) a été développé à titre indicatif dans le cadre de la préparation du plan de restauration des activités d'exploitation au site minier Shaakichiuwaanaan. Ce PMU devra être mis à jour et validé par les intervenants de PMET Ressources inc. avant le début des activités de fermeture du site minier.

Référence à citer :

GCM ENVIRO SYNERGIES (2026). *Plan de mesures d'urgence préliminaire – Phases postexploitation et postrestauration. Projet minier Shaakichiuwaanaan.* Produit pour PMET Ressouces inc. #GCM : ENV0682-1502-00. #PMET : PMET-003-10A-JUS-0001-V0. iv + 29 p. et annexe.

TABLE DES MATIÈRES

1 INTRODUCTION 1

1.1 MISE EN CONTEXTE 1
1.2 OBJECTIFS 1

2 DESCRIPTION DU PROJET 3

2.1 LOCALISATION 3
2.2 INFRASTRUCTURES 3

3 IDENTIFICATION ET ÉVALUATION DES RISQUES, ET MESURES DE CONTRÔLE 6

3.1 IDENTIFICATION DES RISQUES ASSOCIÉS AUX ACTIVITÉS SUR LE SITE 6
3.2 ÉVÉNEMENTS D'ORIGINE NATURELLE 7
3.3 ÉVALUATION DES RISQUES ET MESURES DE PRÉVENTION ET CONTRÔLE 7

4 MISE EN PLACE DU PLAN DE MESURES D'URGENCE 12

4.1 DÉCLENCHEMENT 12
4.2 NIVEAUX D'ALERTE 12

5 RÔLE ET RESPONSABILITÉ DES INTERVENANTS 13

5.1 LES EMPLOYÉS FACE À UNE SITUATION D'URGENCE 13
5.2 LE SUPERVISEUR FACE À UNE SITUATION D'URGENCE 13
5.3 LE COORDONNATEUR DU PMU FACE À UNE SITUATION D'URGENCE 14
5.4 LE SECOURISTE EN MILIEU DE TRAVAIL 14
5.5 L'AGENT DE SÛRETÉ 14
5.6 LE COORDONNATEUR SANTÉ ET SÉCURITÉ 15
5.7 LES RESSOURCES D'URGENCE EXTERNES 15

6 PROTOCOLE D'INTERVENTION 16

6.1 PROCÉDURE EN CAS D'ACCIDENT GRAVE 16
6.2 PROCÉDURE AVEC BRIS MATÉRIEL 18
6.3 FEUX DE FORÊT 19
6.4 DÉVERSEMENT ACCIDENTEL OU FUITE DE PRODUITS PÉTROLIERS, DE PRODUITS CHIMIQUES OU DE MATIÈRES DANGEREUSES 20
6.5 PROTOCOLE D'ÉVACUATION 22

7 RESSOURCES IMPORTANTES AU PLAN DE MESURES D'URGENCE 23

7.1 MATÉRIEL D'INTERVENTION 23
7.2 POINTS DE RASSEMBLEMENT 24
7.3 PROGRAMME D'INSPECTION 25

8 RESSOURCES ET BOTTIN TÉLÉPHONIQUE 26

8.1 RESSOURCES INTERNES 26
8.2 RESSOURCES EXTERNES 27

9 RÉFÉRENCES 29

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 2-1. Infrastructures prévues sur la propriété Shaakichiuwaanaan 4
Tableau 4-1. Niveau d'alerte des événements 12
Tableau 8-1. Coordonnées des personnes responsables de mettre à exécution le PMU 26
Tableau 8-2. Coordonnées de ressources externes 27

LISTE DES FIGURES

Figure 2-1. Localisation générale du site minier Shaakichiuwaanaan 3
Figure 7-1. Point de rassemblement du campement d'exploration au site minier Shaakichiuwaanaan 24

ANNEXE

A. Exemples de rapport d'incident/déversement

1 INTRODUCTION

1.1 MISE EN CONTEXTE

Ce plan de mesures d'urgence (PMU) a été rédigé dans le cadre du projet d'exploitation minière de PMET Ressources inc. (PMET), compagnie mère de la filière québécoise Lithium Innova inc. qui développe ce projet. PMET est une compagnie d'exploitation minière détenant des projets au Québec et aux États-Unis. En 2016, PMET s'est porté acquéreur du groupe de claims constituant la propriété Shaakichiuwaanaan, située à environ 220 km à l'est de Radisson dans la municipalité d'Eeyou Istchee Baie-James.

Conformément au *Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec* (MRNF, 2024), PMET doit instaurer un plan des mesures d'urgence « simple, fonctionnel et efficace, pour gérer les risques tant pour la période des travaux de restauration que pour les périodes postexploitation et postrestauration ».

Dans ce contexte, le présent document vise à satisfaire aux exigences de la section 10 du Guide à l'égard de la santé et de la sécurité des travailleurs, de la population et des écosystèmes avoisinants. C'est également dans une optique de saine gestion que le PMU est élaboré afin de répondre aux situations d'urgence susceptibles de survenir à partir de la fermeture définitive du site.

Plus spécifiquement, le PMU précise les objectifs à atteindre, la nature du projet, la localisation du site et la description des lieux. La liste des lois et des règlements reliés aux activités de fermeture des mines est également précisée. L'identification et l'évaluation des risques, les mesures préventives mises en place, la structure fonctionnelle et les contacts d'urgence sont clairement définis. Finalement, la procédure à suivre pour remplir les rapports d'incidents y est décrite de manière formelle. Il est à noter que ce PMU est une version préliminaire et devra être révisé avant le début des travaux de restauration des activités d'exploitation au site minier Shaakichiuwaanaan.

1.2 OBJECTIFS

Les objectifs principaux de ce PMU sont listés ci-après :

- Répertorier les informations inhérentes à la gestion des incidents et à l'application des mesures d'urgence ;
- Mieux outiller les intervenants responsables ;
- Fournir une analyse qualitative des risques plausibles d'accidents associés aux activités postexploitation et postrestauration, ainsi qu'une probabilité d'aggravation de la situation d'urgence en raison de l'existence de risques multiples ;

- Établir les mesures préventives qui permettront d'atténuer les impacts dommageables à la sécurité ou à l'environnement ;
- Établir les mesures et les procédures d'intervention pour entreprendre une réponse rapide et efficace aux situations d'urgence (équipements, formation des personnes concernées, etc.) ;
- Identifier les zones à risque et détecter les défaillances potentielles afin de réagir de façon proactive ;
- Fournir les coordonnées des personnes au site d'exploitation responsables de mettre à exécution les mesures d'intervention, y compris une brève présentation de leurs expertises respectives ;
- Fournir les coordonnées des organismes à contacter (municipalité, police, Urgence-Environnement, Sécurité publique, etc.) ;
- Assurer la conformité de PMET à l'égard des lois et règlements en vigueur en matière de sécurité ;
- Éliminer ou atténuer les risques susceptibles d'affecter la santé et la sécurité du personnel des travaux d'exploitation ainsi que celles de la population ;
- Éliminer ou atténuer les risques liés aux incidents environnementaux.

2 DESCRIPTION DU PROJET

2.1 LOCALISATION

Le projet minier Shaakichiuwaanaan est situé à environ 240 km au nord-est de Nemaska et à environ 220 km à l'est de Radisson dans la région de la Baie-James, sur le territoire régi par le Gouvernement régional Eeyou Istchee Baie-James (GREIBJ). Les coordonnées centrales de localisation du site minier projeté (selon le système de référence géodésique NAD83, UTM Zone 18N) sont les suivantes :

- Latitude : 5 931 000 N.
- Longitude : 573 000 E.

L'accès terrestre au site est possible à partir de Radisson en empruntant successivement la route Billy-Diamond, la route Trans-Taïga et une route quatre-saisons reliant le site minier à la route Trans-Taïga à la hauteur du kilomètre 270 de celle-ci.

La localisation générale du site minier Shaakichiuwaanaan est présentée à la Figure 2-1 ci-après.



Figure 2-1. Localisation générale du site minier Shaakichiuwaanaan

2.2 INFRASTRUCTURES

2.2.1 PHASE D'EXPLOITATION

Plusieurs infrastructures seront mises en place pendant les opérations de la mine. La propriété Shaakichiuwaanaan est éloignée des services publics. Ainsi, toutes les infrastructures sur le site sont privées et gérées par PMET de façon autonome. Le Tableau 2-1 présente une liste des principales infrastructures qui se retrouveront sur le site minier Shaakichiuwaanaan.

Tableau 2-1. Infrastructures prévues sur la propriété Shaakichiuwaanaan

Infrastructures	
Carothèque	Garage
Entrepôts (2)	Usine de traitement des eaux sanitaires
Salle de contrôle – mine souterraine	Caserne de pompiers et hall d'urgence
Bureaux administratifs et réception	Magasin d'explosifs
Station électrique 69 kV	Usine de traitement du minerai
Stations de ravitaillement (2)	Usine de traitement des eaux
Usine de remblai en pâte	Dépôt d'émulsions explosives
Fosse à ciel ouvert	Haldes à stériles et co-disposition (2)
Haldes de mort-terrain (2)	Halde à matières organiques
Rampe d'accès à la mine souterraine	Campement des travailleurs

2.2.2 PHASE POSTEXPLOITATION

Plusieurs travaux sont prévus en phase postexploitation. Les principales étapes de restauration comprennent :

- La sécurisation du site par le biais de la fermeture des ouvertures au jour et l'installation de signalisation.
- La démolition, par un entrepreneur certifié, des bâtiments et autres infrastructures de surface, de même que la mise à niveau, la scarification et la végétalisation des surfaces affectées.
- Tous les équipements de service, comme les réservoirs, les conduites, les pompes, les unités de chauffage, les systèmes de ventilation et autres seront vidangés et nettoyés. Les eaux utilisées pour le nettoyage seront collectées puis traitées (sédimentation et séparation eau-huile, si nécessaire) avant leur rejet dans l'environnement.
- Tous les équipements contenant des huiles ou tout autre liquide à risque de contaminer l'environnement, comme les équipements électriques, les véhicules et les réservoirs de pétrole, seront vidangés de leur liquide avant d'être retirés du site des opérations.
- Au niveau des haldes, la halde 001 sera recouverte d'une couche de matières organiques, puis revégétalisée par hydro-ensemencement. La halde 002, quant à elle, sera recouverte d'un recouvrement multicouche comprenant une géomembrane, puis d'une couche de matières organiques. Finalement, la superficie de la halde 002 sera revégétalisée par hydro-ensemencement.

- Une brèche sera mise en place dans les digues des bassins des haldes 001 et 002. Pour ce qui est des bassins faisant partie de la chaîne de traitement des eaux usées minières, leurs boues seront caractérisées, puis disposées dans un lieu approprié avant que les bassins soient remplis de mort-terrain, puis revégétalisés par hydro-ensemencement.
- En ce qui concerne la fosse, il est prévu qu'une petite partie des résidus miniers à faibles risques soient déposés dans celle-ci, puis qu'une brèche dans une section du barrage soit démantelée afin que la fosse se remplisse naturellement jusqu'à l'atteinte de l'équilibre piézométrique avec le milieu.

2.2.3 PHASE POSTRESTAURATION

À la fin de la période postexploitation, aucune infrastructure ne demeurera opérationnelle à l'exception des chemins d'accès. Ceux-ci sont essentiels pour les suivis agronomiques, les inspections d'ouvrages et des techniques de restauration, ainsi que les suivis de qualité d'eau requis qui auront lieu durant les 5 années prévues de postrestauration.

Les seules infrastructures demeurant au site seront la ligne électrique (qui ne sera plus en fonction), la fosse ennoyée et les deux haldes 001 et 002 restaurées.

3 IDENTIFICATION ET ÉVALUATION DES RISQUES, ET MESURES DE CONTRÔLE

En raison de la nature des activités d'un projet minier, les risques pour la santé et la sécurité des individus de même que l'environnement sont présents tout au long de son cycle de vie. Les risques évoluent à chaque phase d'activité du projet. Ainsi, il est nécessaire d'établir des scénarios potentiels pour chaque phase du cycle de vie, afin d'être proactif à l'égard de la sécurité et de prévenir ou d'atténuer tout risque d'incident. La section qui suit présente une évaluation des risques associés aux activités devant avoir lieu en phases postexploitation et postrestauration.

3.1 IDENTIFICATION DES RISQUES ASSOCIÉS AUX ACTIVITÉS SUR LE SITE

L'identification des risques porte sur deux phases distinctes, soit :

1. **La phase postexploitation** qui comprend la cessation des activités d'exploitation ainsi que les travaux de restauration qui s'échelonneront sur quatre (4) ans.
2. **La phase de postrestauration** qui se résume à inspecter sur cinq (5) ans les travaux réalisés à l'étape précédente.

Les principaux risques d'incidents potentiels en période postexploitation sont :

- Chute à proximité de la fosse et des ouvertures au jour ;
- Instabilité de pentes dans les sols au pourtour de la fosse ;
- Collision ou renversement d'équipements mobiles ;
- Incendie ;
- Déversement ou fuite de produits pétroliers, de produits chimiques ou de matières dangereuses ;
- Instabilité d'une halde, d'une digue de bassin de gestion des eaux ou des digues de rétention dans le lac ;
- Électrisation et électrocution ;
- Submersion dans l'eau lors des travaux et activités d'échantillonnage ;
- Collision ou rencontre avec la faune locale.

En période postrestauration, les risques d'accident seront réduits en raison de la fin des travaux. En effet, durant les cinq (5) années de cette phase, seules des activités d'inspection et de suivi auront lieu. Les principaux incidents actuellement identifiés pour cette période sont :

- Travail seul ou avec présence au site limitée ;
- Collision ou rencontre avec la faune locale.

3.2 ÉVÉNEMENTS D'ORIGINE NATURELLE

Les événements d'origine naturelle sont des éléments externes aux activités de restauration susceptibles de représenter des risques pour les travailleurs, les infrastructures ou le fonctionnement des activités. En période postexploitation et postrestauration, les dangers d'origine naturelle sont :

- Les feux de forêt ;
- Les événements météorologiques extrêmes.

3.3 ÉVALUATION DES RISQUES ET MESURES DE PRÉVENTION ET CONTRÔLE

3.3.1 RISQUE DE CHUTE À PROXIMITÉ DE LA FOSSE ET DES OUVERTURES AU JOUR

Afin d'éviter tout incident tel qu'une chute, les ouvertures minières seront scellées lors de la restauration du site. Les ouvertures au jour du site comprennent des portails d'accès aux galeries souterraines, des puits d'extraction ainsi que des cheminées de remblai à stériles et de ventilation. Les portails seront remblayés avec des stériles afin de bloquer intégralement l'accès. Les autres ouvertures seront sécurisées avec des dalles de béton.

De plus, durant les opérations de la fosse, une levée d'argile, des murets de protection ainsi qu'un fossé de dérivation auront été construits aux pourtours de celles-ci afin de prévenir une chute. Les murets de protection auront été disposés à une distance suffisante de la fosse en fonction des études géotechniques réalisées pour chacune d'entre elles.

3.3.2 RISQUE D'INSTABILITÉ DE PENTES DANS LES SOLS AU POURTOUR DE LA FOSSE

Une instabilité dans les sols au pourtour de la fosse est un risque important pour la sécurité du personnel travaillant au site. Tous les travaux de restauration auront normalement été réalisés afin d'assurer une stabilité physique à long terme des ouvrages. Un suivi de l'intégrité des ouvrages sera réalisé sur une période minimale de cinq (5) ans en phase postrestauration.

Des équipements lourds tels que des grues seront utilisés en phase postexploitation pour le démantèlement d'infrastructures et la manipulation de matériel. Une instabilité des sols à proximité de la fosse sous lesquels se tiennent les équipements amène un risque important d'accident grave. En tel cas, la zone de travail devra être évaluée avant les travaux et un périmètre à ne pas dépasser devra être établi afin d'assurer la protection des travailleurs.

3.3.3 RISQUE DE COLLISION OU DE RENVERSEMENT D'ÉQUIPEMENTS MOBILES

Lors des activités postexploitation du site, l'utilisation de véhicules et de machinerie lourde sera nécessaire. Ainsi, les travailleurs seront exposés à divers risques tels que :

- Être heurtés ou écrasés par un véhicule ou de la machinerie ;
- Renversement de machinerie lourde.

La machinerie et les véhicules utilisés au site devront faire l'objet d'une inspection quotidienne afin d'assurer leur bon état de fonctionnement. De plus, le représentant en santé-sécurité s'assurera que tous les opérateurs ont les qualifications adéquates. Tous les travailleurs devront avoir suivi les formations applicables.

De plus, les aires de travail et voies de circulation seront adéquatement balisées et de la signalisation sera mise en place, au besoin.

Des actions de sensibilisation seront également mises en place, telles que le respect des priorités de passage, les rayons de protection, les éléments pour assurer la visibilité des travailleurs et des autres véhicules, etc.

3.3.4 RISQUE D'INCENDIE

Les activités liées à l'exploitation minière nécessitent l'utilisation de produits réactifs susceptibles de provoquer des incendies. Tous les produits réactifs non utilisés seront retournés aux fournisseurs après la cessation des activités.

Les incendies liés aux événements d'origine naturelle ou externe sont traités à la section 3.3.9.

Une attention particulière sera portée à la manipulation des matières dangereuses susceptibles de représenter des sources d'incendie, de même qu'aux incompatibilités potentielles entre les matières. La manipulation sécuritaire des matières dangereuses est traitée à la section 3.3.5.

De la sensibilisation sera effectuée auprès des travailleurs de manière à réduire les risques d'incendie. De plus, les intervenants seront formés pour intervenir adéquatement en cas de début d'incendie et le matériel adéquat sera présent sur place.

3.3.5 RISQUE DE DÉVERSEMENT OU DE FUITE DE PRODUITS PÉTROLIERS, DE PRODUITS CHIMIQUES OU DE MATIÈRES DANGEREUSES

Lors des activités postexploitation, la récupération ou l'élimination de produits pétroliers, de produits chimiques ou de matières résiduelles dangereuses seront nécessaires. Ainsi, les travailleurs seront exposés à divers risques tels que :

- Bris d'un équipement/réservoir causant un déversement accidentel (mineur ou majeur) ;
- Fuite lors d'une vidange ou du transport ;
- Exposition à des matières dangereuses qui pourrait nuire à la santé des travailleurs.

Les produits pétroliers (propane, essence, diesel et graisses) devraient normalement être épuisés à la fin de l'exploitation. Si certains produits ne sont pas épuisés à la fermeture du site, ils seront récupérés, pour ensuite être vendus ou disposés selon la réglementation en vigueur. Les équipements, les réservoirs de stockage et la tuyauterie seront vidangés. Ces équipements seront nettoyés par des entrepreneurs spécialisés et éliminés hors site, selon la réglementation en vigueur. Il en va de même pour les produits chimiques.

La manipulation inadéquate de ces produits ou un bris d'un équipement ou réservoir peuvent entraîner un déversement accidentel ou une fuite. Afin d'intervenir efficacement et d'assurer la sécurité et la santé des travailleurs, toutes les personnes concernées doivent avoir reçu une formation adaptée. Ils doivent comprendre les caractéristiques de chaque type de produit dangereux ainsi que les procédures des mesures d'urgence à adopter lors d'un accident.

Les produits dangereux devront être identifiés et catégorisés en tenant compte de leur niveau d'incompatibilité avec d'autres produits et leur niveau de toxicité.

Les équipements de prévention des incendies, des trousses de premiers soins et des trousses de nettoyage en cas de déversement mineur seront disponibles sur les lieux de travail.

3.3.6 RISQUE D'ÉLECTRISATION ET ÉLECTROCUTION

Le plan de restauration du site minier Shaakichiuwaanaan prévoit le démantèlement de certaines lignes électriques, ce qui peut représenter un risque d'électrisation et d'électrocution. Les circuits électriques sont susceptibles de causer plusieurs lésions à la personne exposée. La tension électrique et la puissance de courant sont suffisamment élevées pour entraîner un décès par électrocution.

Les mesures de prévention pour éliminer ou réduire les risques seront axées sur la sensibilisation et la formation des travailleurs. Les travailleurs seront sensibilisés à agir de manière prudente lors de travaux où l'énergie électrique est présente et à porter les équipements de protection individuelle appropriés. Les travailleurs doivent toujours s'assurer que la ligne électrique est mise hors tension et que les équipements électriques ne sont pas branchés avant d'entamer toute procédure de démantèlement.

De plus, toutes les machineries roulantes et déployables qui seront utilisées pendant le démantèlement de la ligne électrique et la démolition des bâtiments seront munies d'un dispositif limiteur de portée respectant les distances prévues.

3.3.7 RISQUE D'INSTABILITÉ DES HALDES, DES DIGUES DES BASSINS OU DES DIGUES DE RÉTENTION DANS LE LAC

Les événements naturels sont susceptibles de représenter un risque pour la stabilité des infrastructures. Une fois la restauration complétée, les infrastructures qui demeureront en place sont les suivantes : la halde à stériles 001, la halde de co-disposition des stériles et des résidus 002 et leurs bassins de sédimentation (avec brèche dans les digues) ainsi que certaines sections du barrage qui n'auront pas été démantelées, puisque la brèche dans l'une des sections assurera le libre écoulement de l'eau.

Au niveau des haldes, la restauration et la revégétalisation permettront de limiter l'infiltration d'eau et les problèmes d'érosion superficielle. Le suivi postrestauration des infrastructures permettra d'évaluer la présence d'anomalies et d'appliquer les correctifs appropriés, au besoin.

De plus, les pratiques de surveillance et de contrôle terrain seront maintenues, à la fréquence recommandée par les experts. Des mesures seront aussi immédiatement mises en place si un point critique est atteint par l'un des instruments de surveillance en place.

3.3.8 RISQUE DE COLLISION OU RENCONTRE AVEC LA FAUNE LOCALE

Le site minier Shaakichiuwaanaan se trouve dans un milieu reculé du nord du Québec. La faune locale peut donc représenter un danger potentiel pour les travailleurs du site. Les animaux typiquement retrouvés dans cette région et qui peuvent être rencontrés à tout moment lors des opérations de travail sont, entre autres : le caribou, le castor, l'ours noir, la belette, la martre, le lynx, le loup, le renard, la loutre, le vison et le porc-épic.

Le caribou, le castor, la belette, la martre, le renard, la loutre, le vison et le porc-épic ne représentent pas de danger sérieux pour l'humain, mais les travailleurs doivent tout de même tenter de ne pas entrer en contact inutilement avec ceux-ci. Pour l'ours, le loup et le lynx, les conséquences peuvent devenir plus graves si des précautions ne sont pas prises lors d'une potentielle rencontre. Les rencontres avec l'un de ces animaux devront être reportées au gardien de sécurité, qui tiendra un registre et prendra les mesures nécessaires dépendamment de la situation.

Dans la majorité des cas, les animaux sauvages se sauvent immédiatement en présence de l'humain. Des mesures de prévention doivent tout de même être mises en place, puisque même si l'animal sauvage voit l'humain comme un prédateur, ce dernier est moins bien équipé physiquement en cas d'attaque. Tous les travailleurs devront s'assurer d'être en contact radio avec le gardien de sécurité en tout temps en cas de rencontre impromptue.

Pour se protéger, des klaxons à air comprimé et/ou des bonbonnes de poivre de cayenne pourront être placés à tous les kilomètres sur le bord des chemins empruntés par les travailleurs. Les travailleurs sont d'ailleurs encouragés à porter l'une de ces deux mesures de prévention sur eux lorsqu'ils sont à l'extérieur des bâtiments.

3.3.9 RISQUE DE SUBMERSION DANS L'EAU LORS DES TRAVAUX ET DES ACTIVITÉS D'ÉCHANTILLONNAGE

En phase postexploitation et postrestauration, du personnel devra se déplacer au site afin de prendre des échantillons d'eau. Également, du personnel devra effectuer des brèches dans les digues des bassins et du barrage. Ces activités présentent un risque de chute dans un plan d'eau. Chaque point d'échantillonnage et chaque zone de travail devront être évalués afin que l'approche du plan d'eau soit sécuritaire. De plus, le personnel devra avoir un moyen de contact tel qu'une radio et signaler périodiquement sa localisation. Dans la mesure du possible, un accompagnateur devrait être présent lors de l'échantillonnage d'eau.

3.3.10 TRAVAIL SEUL OU AVEC PRÉSENCE AU SITE LIMITÉE

En phase postrestauration, il est possible qu'un seul travailleur à la fois doive se rendre au site minier (par exemple un agronome). Le site minier Shaakichiuwaanaan est en région isolée ; les ressources humaines et matérielles en cas d'incident seront plus limitées au site. Les travailleurs devant se rendre au site, particulièrement en phase postrestauration, devront analyser les risques associés à leurs tâches avant de se déplacer. Afin de réduire les risques associés à chacune des activités, des mesures adéquates devront être mises en place, telles qu'une communication à fréquence déterminée lors des visites, être accompagné ou encore avoir des équipements d'intervention d'urgence.

3.3.11 FEUX DE FORÊT

Les changements climatiques risquent d'entraîner une augmentation des sécheresses, des saisons de feux prolongées et des conditions météorologiques extrêmes favorisant la foudre dans les prochaines années. Chacun de ces éléments risque de provoquer un nombre croissant d'incendies, des feux plus intenses et une augmentation des surfaces brûlées par les feux de forêt (Gouvernement du Canada, 2024).

Les étés dans le nord du Québec peuvent être très secs avec de fortes périodes de chaleur. Des feux de forêt s'ensuivent presque inévitablement chaque été, aussi bien causés par des sources naturelles comme la foudre, que par des causes humaines comme les feux de camp, le rejet de mégots de cigarettes dans la nature, ou autres activités de loisir ou de travail.

Des mesures spécifiques seront mises en place par PMET en cas de feux de forêt. À la fin de l'événement, un programme de surveillance et de suivi permettra d'appliquer des correctifs au besoin.

3.3.12 ÉVÉNEMENTS MÉTÉOROLOGIQUES EXTRÊMES

Les changements climatiques provoquent l'augmentation des phénomènes météorologiques extrêmes (pluies abondantes, vents violents, tornades, sécheresses prolongées, etc.). Bien qu'il y ait peu d'infrastructures susceptibles d'être affectées par les événements météorologiques extrêmes en périodes postexploitation et postrestauration, ces événements pourraient forcer l'arrêt temporaire des activités.

Une fois revégétalisées, les surfaces seront beaucoup moins susceptibles d'être affectées par de l'érosion excessive. Le plan de revégétalisation prévoit entre autres l'utilisation de plantes à croissance rapide pour favoriser l'implantation d'une couverture végétale. Un programme de surveillance et de suivi permettra d'identifier les non-conformités et d'appliquer des correctifs au besoin.

4 MISE EN PLACE DU PLAN DE MESURES D'URGENCE

4.1 DÉCLENCHEMENT

De manière générale, une personne confrontée à une situation d'urgence ou à un incident doit impérativement et sans délai informer son supérieur immédiat. Selon le niveau d'urgence, un processus décisionnel sera mis en œuvre afin d'agir adéquatement. À ce stade et selon le type d'événement, divers scénarios sont possibles allant de la rédaction d'un rapport d'incident sans arrêt de travail prolongé, jusqu'au déclenchement des mesures d'urgence et l'évacuation du site. Certains exemples de rapport d'incident et de déversement sont fournis à l'Annexe A.

4.2 NIVEAUX D'ALERTE

Les niveaux d'alerte sont décrits au Tableau 4-1. Ils sont basés sur l'analyse des risques présentée à la section 3 du présent document.

Tableau 4-1. Niveau d'alerte des événements

Alerte	Degré 1	Degré 2	Degré 3
Description	Incident mineur maîtrisé, faisant l'objet d'une correction immédiate par le personnel présent et vérifiée par le chef d'équipe, qui peut causer des effets mineurs et transitoires.	Événement non contrôlé par le personnel sur les lieux qui peut causer des effets graves ou irréversibles sur la santé et la sécurité, ainsi que des conséquences sur l'environnement. Nécessite des équipes d'intervention interne. Possible intervention d'une équipe d'intervention externe pour finaliser la sécurisation du secteur.	Tout événement majeur ne pouvant être contrôlé par une équipe d'intervention interne et dont les effets sont susceptibles de menacer la vie de toutes les personnes exposées ou de causer des effets sérieux et irréversibles sur la santé et la sécurité ainsi que des impacts environnementaux majeurs.
Évacuation	Non applicable	Évacuation du secteur touché	Évacuation partielle ou totale du site
Exemples	Incendie mineur maîtrisé immédiatement par l'équipe de travail, déversement mineur d'une substance connue du personnel, accrochage mineur d'équipements mobiles.	Incendie localisé et contrôlé, déversement majeur d'une substance connue du personnel et sans contact avec un plan d'eau.	Incendie majeur, déversement d'un contaminant ayant atteint un plan d'eau, explosion, catastrophe naturelle, tout événement compromettant la vie ou l'intégrité physique du personnel ou du public.

5 RÔLE ET RESPONSABILITÉ DES INTERVENANTS

L'efficience d'un PMU se base sur la participation de tous les employés œuvrant au projet. À cet égard, la diffusion des informations qu'il contient devient primordiale. Conséquemment, des séances d'informations doivent être données régulièrement au personnel afin de maintenir à jour la compréhension des directives en matière de prévention. En ce sens, une première instruction à transmettre concerne la clarification du rôle et des responsabilités imputables à chaque employé. Il est à noter que la liste des intervenants sera à confirmer avant le début de la phase postexploitation. Les responsabilités d'un intervenant identifié ci-après devront être redistribuées si le poste de cet intervenant n'est pas rempli par une personne distincte.

5.1 LES EMPLOYÉS FACE À UNE SITUATION D'URGENCE

Le personnel présent sur les lieux d'un événement forme la première ligne d'intervention sur un site d'exploitation. Pour cette raison, il est primordial que ces derniers soient aptes à réagir efficacement aux situations d'urgence tout en faisant preuve de discernement. Ainsi, lorsqu'un événement survient, l'employé doit :

1. Cesser ses activités ;
2. Tenter de contrôler la situation de façon sécuritaire ;
3. Avertir son superviseur et, si la situation l'exige, communiquer directement avec les secouristes ;
4. En présence du superviseur, du Coordonnateur santé et sécurité ou du Coordonnateur du PMU, suivre les instructions de ces derniers ;
5. Rédiger, sous forme de note, un rapport préliminaire d'événement.

5.2 LE SUPERVISEUR FACE À UNE SITUATION D'URGENCE

Face à une situation d'urgence, le superviseur doit coordonner les opérations. Ainsi, lorsqu'un événement survient, le superviseur doit :

1. Être joignable par les travailleurs ;
2. Analyser les informations transmises par les membres de son équipe ;
3. Déterminer le degré de l'alerte ;
4. Si nécessaire, donner l'ordre d'évacuer le site ;
5. Si nécessaire, demander l'aide d'un secouriste en milieu de travail ;
6. Si nécessaire, mobiliser une équipe de secours externe ;
7. Mobiliser les ressources d'intervention appropriées à la situation ;
8. Faire le décompte des travailleurs (équipe de travail) ;
9. Dans la mesure du possible, contenir la situation problématique ;

10. Si nécessaire, informer le Coordonnateur santé et sécurité, le Coordonnateur du PMU et le directeur général de la mine ;
11. Rédiger le rapport d'incident.

5.3 LE COORDONNATEUR DU PMU FACE À UNE SITUATION D'URGENCE

La fonction du Coordonnateur du PMU consiste à identifier les situations qui pourraient être dangereuses. Il doit faire des inspections et des recommandations. Il doit également favoriser la mise en place de mécanismes de prévention afin de rendre les employés aptes à prendre en charge leur sécurité et celle du public, la sécurité des infrastructures et celle des milieux naturels et de l'environnement en général. Finalement, le Coordonnateur du PMU agit à titre d'expert-conseil auprès de la direction de la mine, des superviseurs et des employés. Alors, lorsqu'un événement survient, le Coordonnateur du PMU doit :

1. Être à la disposition des superviseurs ;
2. Apporter son soutien, son aide et ses conseils aux superviseurs ;
3. Prendre le relais pour coordonner les communications entre les superviseurs, les équipes d'intervention externe et la direction de la mine au besoin ;
4. Faire enquête sur les causes qui ont déclenché l'événement ;
5. Tenir à jour le registre des événements.

5.4 LE SECOURISTE EN MILIEU DE TRAVAIL

Le Secouriste en milieu de travail a la responsabilité de prodiguer les premiers secours à ses collègues, aux visiteurs et ainsi qu'à toute personne blessée ou se trouvant dans un état de santé précaire. Ainsi, en présence d'une personne souffrante, le Secouriste en milieu de travail doit :

1. Connaître l'emplacement des équipements de premiers soins ;
2. Tenir ses connaissances à jour ;
3. Prodiguer les premiers secours aux personnes victimes de lésion ou de malaise jusqu'à l'arrivée de l'ambulance ;
4. Transmettre l'information pertinente aux ambulanciers.

5.5 L'AGENT DE SÛRETÉ

L'Agent de sûreté coordonne les communications et oriente les équipes d'intervention externe.

1. Selon la nature de l'événement, aviser le Coordonnateur santé et sécurité de la situation ;
2. Établir la liste de présences (selon la nature de l'urgence) ;
3. Demeurer disponible pour assister les intervenants au besoin ;
4. Autant que possible, garder un journal chronologique des événements et des communications.

5.6 LE COORDONNATEUR SANTÉ ET SÉCURITÉ

En fonction des informations et des recommandations que lui ont transmises les superviseurs et l'Agent de sûreté, le Coordonnateur santé et sécurité doivent analyser les lieux et coordonner les opérations d'intervention. Il doit s'assurer que les actions prises tiennent compte de la sécurité des personnes, de la sauvegarde des biens et de la protection de l'environnement.

1. Suivant l'appel reçu de l'Agent de sûreté, évaluer la situation d'urgence (ordonner l'évacuation d'un secteur donné, si nécessaire) ;
2. Cerner la « zone dangereuse » et déterminer à quel moment les intervenants peuvent y entrer ;
3. S'assurer que le Coordonnateur du PMU ou un délégué est déployé sur le terrain dans les plus brefs délais ;
4. Coordonner et diriger toutes les opérations d'intervention et d'atténuation prévues dans le PMU selon la situation d'urgence ;
5. Évaluer les besoins, réclamer des ressources supplémentaires, surveiller l'évolution des conditions et modifier les stratégies d'action au besoin ;
6. Informer la direction de PMET des stratégies mises en application et de l'état d'avancement des opérations ;
7. Considérer la gravité de l'urgence, mettre fin à celle-ci et autoriser la reprise normale des opérations ;
8. Soumettre un rapport de la situation d'urgence à la direction.

5.7 LES RESSOURCES D'URGENCE EXTERNES

Selon le type d'événement ou en fonction de l'ampleur de la situation, le superviseur doit recourir à des ressources externes. La liste des intervenants externes est présentée à la section 8.2.

6 PROTOCOLE D'INTERVENTION

Une situation d'urgence peut survenir à tout moment. Afin d'intervenir dans les meilleurs délais, des plans d'intervention sont élaborés afin de répondre de manière spécifique à divers types d'événements.

Ces plans visent à prioriser la protection de la santé et de la sécurité des employés, la protection de l'environnement et la protection des biens matériels.

6.1 PROCÉDURE EN CAS D'ACCIDENT GRAVE

Un accident grave est défini par l'une des situations suivantes :

- Il entraîne des blessures graves ou le décès d'une ou de plusieurs personnes ;
- Il nécessite l'hospitalisation d'un individu pour une durée de plusieurs jours ;
- Il est susceptible d'entraîner une incapacité irréversible ou de longue durée d'une personne ;
- Il concerne un nombre important de victimes ;
- Il nécessite l'intervention des autorités ou de la Sécurité civile, telles que les secours en milieu de travail, les services d'ambulance, de pompiers, de policiers ou de la Société de protection des forêts contre les incendies (SOPFEU).

Voici les étapes à suivre en cas d'accident grave.

1. **Si un employé est témoin d'un accident grave ou découvre un blessé, il doit :**
    - Évaluer les risques pour lui-même, le Secouriste, la personne blessée et l'environnement avant de fournir une assistance.
    - Éviter de s'exposer à des sources d'énergie dangereuses en appliquant la politique d'énergie zéro.
    - Informer immédiatement son superviseur ou le département de santé et sécurité.
    - Indiquer précisément le lieu de l'accident, le type de blessure et toute information pertinente.
    - Préciser si le blessé peut se déplacer ou s'il a besoin de soins sur place.
    - En cas de blessure grave, ne pas déplacer le blessé avant l'arrivée des secours, sauf en cas de risque d'aggravation de la blessure.
2. **Le superviseur informé d'un accident grave doit :**
    - En phase postexploitation, appeler le Coordonnateur santé et sécurité pour signaler la situation ; celui-ci contactera le 9-1-1 selon les circonstances.
    - Prodiguer les premiers soins et appeler les secours aussi rapidement que possible.

- Informer rapidement le Coordonnateur du PMU ou son remplaçant désigné, ou encore le directeur du site si nécessaire.
- Veiller à ce que le lieu de l'accident reste tel quel, sauf en cas de danger pour la vie ou la santé.
- Recueillir autant d'informations que possible et préparer un rapport d'enquête préliminaire.
- Demeurer disponible pour participer à l'enquête immédiate.

3. **Le Secouriste informé d'un accident grave doit :**

- Administrer les premiers soins.
- S'assurer que le blessé est transporté à l'hôpital dès que possible après les premiers soins.
- Donner des instructions claires pour maintenir le lieu de l'accident inchangé, sauf en cas de danger pour la vie ou la santé.
- Tenir informés le superviseur et le Coordonnateur du PMU.

4. **Le Coordonnateur du PMU ou son remplaçant désigné, lorsqu'il est informé, doit :**

- S'informer sur l'état des blessés.
- Obtenir des détails sur l'accident.
- Se renseigner sur le lieu exact de l'accident si nécessaire.
- Produire et soumettre un rapport d'accident à la Commission des normes, de l'équité, de la santé et de la sécurité du travail (CNESST) dans les 24 heures, avec le soutien du département de Santé et sécurité.
- Aviser l'inspecteur de la CNESST par téléphone.

6.1.1 TRANSPORT PAR AMBULANCE

Si le Secouriste détermine que l'état du blessé nécessite un transport d'urgence à l'hôpital par ambulance, la procédure suivante doit être suivie.

1. Le Secouriste doit :

- Informer le Coordonnateur santé et sécurité de la nécessité d'une ambulance.
- Stabiliser la blessure et immobiliser le patient.

2. Dès que la personne responsable du site est informée du besoin d'ambulance, elle doit :

- Composer le 9-1-1.

6.1.2 DÉCÈS D'UN TRAVAILLEUR (ACCIDENT MORTEL)

En cas d'accident mortel, le Coordonnateur du PMU ou son remplaçant désigné doit :

- Informer la CNESST en composant le 1-844-838-0808.
- Avertir la Sûreté du Québec en appelant le 1-819-638-8788.
- Notifier la direction de PMET.

Tous les accidents ou incidents ultérieurs doivent être documentés dans un rapport écrit, soumis à l'inspecteur de la CNESST dans les 24 heures suivant l'incident.

6.2 PROCÉDURE AVEC BRIS MATÉRIEL

De façon générale, les incidents avec bris de matériel s'appliquent à des événements dont le niveau d'urgence est de moindre importance. Toutefois, la vigilance reste de mise, car certains incidents peuvent entraîner des répercussions sur l'ensemble de la productivité d'un projet. C'est dans cette optique de précaution que les incidents avec bris de matériel doivent être analysés. Afin de réagir efficacement, il convient de suivre un protocole standardisé pour traiter ce type d'événement. Ainsi, la marche à suivre lorsque survient un incident avec bris de matériel est la suivante :

1. Cesser le travail.
    - Vérifier si des lignes de transport d'énergie sont touchées.
    - Vérifier s'il y a un risque d'incendie.
    - S'il est sécuritaire de le faire, contrôler la situation.
2. Aviser le superviseur.
    - Déterminer le niveau d'alerte.
    - Déterminer s'il y a un risque de contaminer l'aire de travail ou l'environnement.
    - Déterminer si l'incident risque d'obliger l'évacuation d'un secteur ou la totalité du site.
3. Si nécessaire, informer le coordonnateur santé et sécurité.
4. Prendre une décision concertée.
5. Documenter l'événement.
    - Rapport préliminaire d'incident.
    - Photos.
6. Faire une enquête pour déterminer les causes de l'incident et rédiger un rapport d'enquête.
    - Superviseur et agent en prévention.

6.3 FEUX DE FORÊT

En cas de détection d'un feu de forêt à proximité du site d'exploitation ou des routes d'accès, toute personne doit :

1. Informer immédiatement son superviseur, le département de Santé et sécurité au travail, la guérite ainsi que le Coordonnateur du PMU ou son remplaçant. Ce dernier sera chargé de contacter le service d'incendie de Radisson et de tenir informée la SOPFEU en fournissant tous les détails pertinents.
2. Attendre les instructions de la SOPFEU.

En cas de signalement de feux de forêt à proximité des installations par la SOPFEU, la procédure suivante sera mise en place.

1. Chaque zone et chaque service recevront les instructions spécifiques qui devront être communiquées aux travailleurs.
2. Tout le personnel devra se réunir à un point de rassemblement désigné par le Coordonnateur du PMU ou à un autre endroit spécifié.
3. Les préparatifs pour une éventuelle évacuation générale du site d'exploitation seront entamés. Seule la SOPFEU, en collaboration avec le Coordonnateur du PMU et le Coordonnateur santé et sécurité, est autorisée à ordonner une évacuation.
4. Les travailleurs et les équipements de lutte contre les incendies doivent être prêts à intervenir au besoin.

6.3.1 ÉVACUATION DES BLESSÉS

Les actions à entreprendre par le Secouriste sont les suivantes :

1. Évaluer l'état de la personne blessée et s'assurer de sa conscience.
2. Appeler immédiatement l'ambulance.
3. Informer les secours de la situation en détaillant l'état du patient, la localisation de l'accident et le type d'équipement présent sur les lieux.
4. Désigner un guide chargé d'accompagner l'ambulance depuis le lieu de l'accident jusqu'à l'hôpital.

6.4 DÉVERSEMENT ACCIDENTEL OU FUITE DE PRODUITS PÉTROLIERS, DE PRODUITS CHIMIQUES OU DE MATIÈRES DANGEREUSES

Les déversements sont classés en deux catégories selon le niveau d'intervention requis :

- **Mineurs** : les déversements mineurs présentent peu de risque pour la santé et sont nettoyés par le personnel du secteur.
- **Majeurs** : les déversements majeurs sont plus risqués pour les travailleurs, il est donc préférable de confier l'intervention aux services spécialisés en mesures d'urgence.

À partir du moment où un travailleur constate un déversement, les mesures suivantes doivent être prises.

6.4.1 DÉVERSEMENTS MINEURS

1. Informer immédiatement le responsable du secteur, le supérieur ainsi que le personnel sur place.
2. Ériger un périmètre de sécurité pour délimiter la zone affectée.
3. Restreindre l'accès à la zone aux seuls membres du personnel formés.
4. Identifier la nature du produit pétrolier ou chimique déversé.
5. Évaluer si la fuite a été colmatée.
6. Consulter la fiche signalétique du produit déversé pour :
    - Évaluer les risques pour la santé et l'environnement ;
    - Déterminer les équipements de protection individuelle appropriés ;
    - Suivre les procédures spécifiques en cas de déversement ;
    - Identifier les produits chimiques non compatibles (par exemple, réaction avec l'eau).
7. Si possible et sans danger, récupérer le produit déversé.
8. Arrêter le déversement de manière sécuritaire.
9. Sélectionner le matériau absorbant ou neutralisant adéquat en se référant aux recommandations du fournisseur de la trousse de déversement.
10. Appliquer le matériau absorbant ou neutralisant en commençant par les bords du déversement et en progressant vers le centre.
11. Collecter les déchets selon les instructions du fournisseur de la trousse de déversement.
12. Si l'eau n'est pas incompatible avec le produit déversé, utiliser des feuilles absorbantes pour rincer et nettoyer la zone contaminée.

13. Mettre tous les matériaux utilisés pour la collecte du déversement dans un conteneur hermétique.
14. Apposer une étiquette sur le conteneur indiquant le nom du produit déversé et le nom de la personne responsable de la collecte.
15. Stocker le conteneur hermétique dans un endroit frais, sec et à l'abri des produits incompatibles, conformément aux procédures établies par PMET.
16. Inspecter la zone du déversement et s'assurer de son nettoyage avant de permettre la reprise des activités.
17. Laver minutieusement les équipements et les vêtements contaminés avant de les réutiliser.
18. Compléter les registres de déclaration des déversements ainsi que ceux de l'entrepôt des matières dangereuses pour les produits chimiques concernés.

6.4.2 DÉVERSEMENTS MAJEURS

1. Informer immédiatement le responsable du secteur ainsi que le personnel sur place.
2. Si nécessaire, évacuer rapidement le secteur.
3. Établir un périmètre de sécurité et restreindre l'accès au secteur en attendant l'arrivée de l'équipe d'intervention.
4. Informer le Service de sécurité en fournissant les informations suivantes :
    - Le nom du produit déversé ;
    - La quantité approximative de matière déversée ;
    - Si possible, préciser si la fuite est colmatée ;
    - Le numéro de local et l'emplacement exact du déversement ;
    - Son nom, sa fonction et son numéro de poste téléphonique.
5. Rester sur place pour coordonner avec l'équipe d'intervention.
6. Compléter le registre de déclaration des déversements ainsi que celui de l'entrepôt des matières dangereuses en cas de déchets contaminés.
7. Informer immédiatement Urgence Environnement Québec et Urgence Environnement Canada dès que possible.

6.5 PROTOCOLE D'ÉVACUATION

Lorsque le Coordonnateur du PMU ordonne l'évacuation générale du site, tout le personnel de PMET ainsi que tous les visiteurs présents au site d'exploitation doivent se rendre au point de rassemblement. Lors d'un exercice de simulation ou advenant un événement majeur réel, la procédure suivante doit être suivie par l'ensemble des personnes se trouvant sur le site. Ainsi, lorsque l'alarme est lancée :

- Tous les employés et toutes les personnes présentes sur le site doivent cesser leurs activités, éteindre les équipements motorisés puis se diriger vers le point de rassemblement ;
- Une fois arrivés au point de rassemblement, les employés ont l'obligation de se regrouper avec leurs équipes de travail ;
- Une fois arrivés au point de rassemblement, les visiteurs ont l'obligation de signaler leur présence à leur répondant PMET ;
- Lorsque le personnel est rassemblé, les superviseurs procèdent au décompte des travailleurs ;
- Finalement, l'ordre d'évacuer le site via la sortie principale est donné aux employés et visiteurs.

6.5.1 RETOUR À LA NORMALE

Le retour à la normale se fait lorsque l'événement est maîtrisé et que les inspections requises ont été effectuées. Voici le déroulement des étapes à suivre pour la réintégration du site d'exploitation.

- Délivrance de l'autorisation de réintégrer le site par les autorités ou organisations compétentes (Sûreté du Québec, SOPFEU, CNESST, Sécurité civile).
- Inspection du site et des équipements effectuée par les superviseurs, l'agent en prévention et le surintendant de l'exploitation.
- Retour au travail.

7 RESSOURCES IMPORTANTES AU PLAN DE MESURES D'URGENCE

Certains éléments ont été mis en place par PMET pour intervenir rapidement en cas de situation d'urgence.

7.1 MATÉRIEL D'INTERVENTION

Il est nécessaire d'avoir des équipements d'urgence dédiés afin de permettre une intervention rapide en cas de situation d'urgence. Ces équipements et leurs opérateurs doivent être mobilisés rapidement par le Coordonnateur Santé et sécurité en cas d'urgence. Lors de la phase postrestauration, un besoin en machinerie lourde sera à prévoir sur le terrain. Les équipements et machineries listés ci-après devront être mobilisés sur le site.

7.1.1 ÉQUIPEMENTS POUR LES TRAVAUX DE RESTAURATION

- Bouteur sur chenille ;
- Pelle hydraulique ;
- Chargeurs sur roues ;
- Camions à dix (10) roues ;
- Camions articulés ;
- Pompe à eau ;
- Conduites.

7.1.2 ÉQUIPEMENTS DE SANTÉ ET SÉCURITÉ

- Un ou plusieurs extincteurs dans chaque secteur à risque d'incendie et dans chaque véhicule ;
- Équipements de protection individuelle (sécurité physique, besoins respiratoires, manipulation de produits chimiques, etc.) ;
- Douches oculaires ;
- Civières ;
- Matériel de premiers soins de l'ambulance ;
- Trousses de premiers soins dans tous les secteurs à risque et les véhicules.

7.1.3 ÉQUIPEMENTS POUR LA PROTECTION DE L'ENVIRONNEMENT

- Trousses de déversement dans tous les secteurs à risque et les véhicules ;
- Contenants étanches pour entreposer les matières contaminées ;
- Conteneur pour entreposer les sols contaminés ;
- Pompe portative ;
- Génératrice ;
- Couches absorbantes (en feuilles et en rouleau).

7.2 POINTS DE RASSEMBLEMENT

Le point de rassemblement utilisé est situé au campement d'exploration du site minier Shaakichiuwaanaan et est illustré sur la Figure 7-1.



Figure 7-1. Point de rassemblement du campement d'exploration au site minier Shaakichiuwaanaan

7.3 PROGRAMME D'INSPECTION

Les employés sont responsables de l'inspection des équipements, du matériel et des infrastructures du site, donc de s'assurer de leur bon état et, s'il y a détérioration, de réagir le plus rapidement possible pour régler la situation. Voici une liste d'exemples de responsabilités :

- Vérification des trousses de premiers soins ;
- Recensement de la machinerie présente sur le site et vérification de son bon fonctionnement ;
- Recensement et remplacement des équipements de protection individuelle présents sur le site.

8 RESSOURCES ET BOTTIN TÉLÉPHONIQUE

8.1 RESSOURCES INTERNES

Le Tableau 8-1 présente une liste de coordonnées des personnes responsables de mettre à exécution le PMU.

Tableau 8-1. Coordonnées des personnes responsables de mettre à exécution le PMU

Titre	Nom, prénom	Téléphone bureau	Cellulaire
Président-directeur général	Brinsden, Ken	1-438-270-1349	778-772-5359
Directeur des opérations et Coordonnateur du PMU	Mercier Langevin, Frédéric	S/O	1-819-354-6676
Directrice des finances	Garoute, Natacha	416-904-0439	1-514-519-0763
Coordonnateur des relations avec les investisseurs et des communications	Caza-Lapointe, Olivier	S/O	1-514-913-5264
Directeur des ressources humaines	Dufour, Jérôme	647-884-9479	1-450-712-1824
Relations avec les communautés	Roy Vigneault, Éva	S/O	1-450-346-3267
Assistante exécutive	Pierre, Jeanne	416-805-9404	1-438-270-9671
Directeur Santé et sécurité	Gingras, Donald	S/O	1-819-880-2102
Représentant Santé et sécurité au camp d'exploration et Coordonnateur Santé et sécurité	Gagné, Samuel	S/O	1-581-234-9307

8.2 RESSOURCES EXTERNES

Le Tableau 8-2 présente une liste de coordonnées de ressources externes à contacter en cas d'urgence.

Tableau 8-2. Coordonnées de ressources externes

Ressource	Services	Téléphone
Sécurité publique		
Airmedic	Service d'évacuation par hélicoptère	1-877-999-3322
Centre d'appels d'urgence	Ambulance Évacuation par hélicoptère Police Pompiers	9-1-1 **(24 h)**
Urgence en sécurité civile du Québec	Signalisation d'une urgence	1-866-269-2324 (**24 h)**
Société de protection des forêts contre le feu (SOPFEU)	Feux de forêt	1-800-463-3389 **(24 h)**
Sûreté du Québec (poste de Radisson)	Police	1-819-638-8788
Régie du bâtiment du Québec (RBQ)	Urgence reliée aux produits et équipements pétroliers	1-800-361-0761 Option 5 **(24 h)**
Service incendie de Radisson	Pompiers	1-819-638-7788
Protection de la Faune	Faune	1-819-638-8305
Santé		
Centre hospitalier régional de Chisasibi	Centre de santé ou hôpital	1-819-855-2844
Centre de santé de Radisson		1-819-638-8991
Hôpital d'Amos		1-819-732-3341
Hôpital de Val-d'Or		1-819-825-5858
Centre antipoison du Québec	Urgence en cas d'ingestion de produits dangereux	1-800-463-5060 **(24 h)**
Commission des normes, de l'équité, de la santé et de la sécurité au travail (CNESST)	Lois environnementales, de la santé et de la sécurité du travail	1-844-838-0808
Ambulance du Nord (Matagami)	Services ambulanciers	1-819-739-2834

Ressource	Services	Téléphone
Environnement		
Urgence Environnement Québec (ministère de l'Environnement, de la Lutte contre les changements climatiques, de la Faune et des Parcs [MELCCFP])	Déversements	1-866-694-5454 **(24 h)**
Centre national des urgences environnementales Environnement et Changement climatique Canada	Urgences environnementales	1-514-283-2333 **(24 h)**
CANUTEC	Urgences en lien avec le transport de matières dangereuses	1-888-226-8832 **(24 h)**
Utilités		
Hydro-Québec	Pannes et urgences	1-800-790-2424 **(24 h)**
Faune		
Gouvernement du Québec	Animaux sauvages blessés, malades ou morts	1-877-346-6763
Transports		
Heli Technik	Service général d'hélicoptère	1-819-874-8804
Aéroport de La-Grande-Quatre	Aéroport	1-819-854-6117
Autobus Maheux	Service d'autobus	1-819-874-2200

9 RÉFÉRENCES

EgR inc. (2023, avril 27). *PRÉVENTION INCENDIES : Ne sous-estimez pas vos liquides inflammables*. Récupéré sur https://www.egr.ca/prevention-incendies-ne-sous-estimez-pas-vos-liquides-inflammables/

Gouvernement du Canada. (2024, mai 13). *Évacuation lors des feux de forêts*. Récupéré sur https://ressources-naturelles.canada.ca/indicateurs-des-changements-forestiers/evacuations-lors-feux-foret/17788

Gouvernement du Canada. (2024). *Règlement sur les effluents des mines de métaux et des mines de diamants (DORS/2002-22).* Ministre de la Justice.

Gouvernement du Canada. (2024). *Règlement sur les urgences environnementales (2019) (DORS/2019-51).* Ministre de la Justice.

Gouvernement du Québec. (2024). *Loi sur la qualité de l'environnement (LQE 2024, chapitre Q2).* Québec, Éditeur officiel du Québec.

Gouvernement du Québec. (2024). *Loi sur la sécurité civile (chapitre S-2.3).* Québec, Éditeur officiel du Québec.

Gouvernement du Québec. (2024). *Règlement sur la santé et la sécurité du travail dans les mines (chapitre S-2.1, r.14).* Québec, Éditeur officiel du Québec.

Ministère des Ressources naturelles et des Forêts (MRNF). (2024). *Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec.*

Société de protection des forêts contre le feu. (2020, juillet 8). *Comment calcule-t-on le danger d'incendie*. Récupéré sur https://sopfeu.qc.ca/comment-calcule-t-on-le-danger-dincendie/

PMET. (2026). *Plan de mesures d'urgence - Projet d'exploitation minière Shaakichiuwaanaan.*

Annexe A

Exemples de rapport d'incident/déversement

PMET Ressources Rapport de Déversement - Resources PMET Specific Spill Report

Ce rapport de déversement est spécifique aux exigences demandées et mises en place par PMET Resources pour le projet Shaakichiuwaanaan. Tous les déversements doivent être documentés et signalés, quelle que soit leur ampleur. Veuillez vous souvenir d'indiquer les coordonnées GPS du déversement. Pour toute demande d'informations sur la soumission, le numéro du Québec est le 1-866-694-5454. - This spill report is specific to the requirements requested and put in place by Ressources PMET on the Shaakichiuwaanaan Project. All spill must be documented and reported no matter how small. Please remember to indicate the GPS location of the spill. For inquiries on submission information the Quebec number is 1-866-694-5454.

Id: 27398390
Organisation: Innova Lithium
Site: Innova Lithium

Lieu:
Préparé par: Samuel Gagne
Date: mars 23 2026

1 INFORMATIONS GÉNÉRALES - GENERAL INFORMATION

1.1 Date et heure du déversement : - Date and Time of Spill:

1.2 Date et heure signalées : - Date and Time Reported:

1.3 Le déversement à été signalée à qui (responsable de l'environnement/ superviseur) ? - Who was the spill reported to (environmental department/supervisor) ?

1.4 Est-ce qu'il y a un suivi à faire auprès de la personne dont le déversement à été signalé ? - Is there any follow-up to be done with the person whose spill was reported?

1.5 Date et heure déclarées à urgence environnement : - Date and time declared as an environmental emergency :

1.6 Décrire ce qu'il a été fait auprès d'urgence environnement : Describe what has been done urgently to address environmental issues :

1.7 Est-ce qu'un deuxième suivi est requis auprès d'urgence environnement ? - Is a second follow-up required with environmental emergency services ?

1.8 Localisation spécifique du déversement : - Specific location of the spill :

- ◯ Foreuses - Drills
- ◯ Route Trans-taïga - Trans-Taïga road
- ◯ Route toute saison (20 km) - all season road (20 km)
- ◯ Héliport - Helicopter landing pad
- ◯ Camp shaakichiuwaanaan - Shaakichiuwaanaan laydown
- ◯ Parc pétrolier - Fuel depot
- ◯ Dôme Muskw - Muskw dome
- ◯ Usine de traitement de l'eau - Water treatment
- ◯ Carothèque - Coreshack
- ◯ Autre - Other

Si la réponse est Foreuses - Drills

1.8a Préciser le numéro de la foreuse - Specify the drill number

eCompliance
Part of EcoOnline Global

Si la réponse est Route Trans-taïga - Trans-Taïga road

1.8a Préciser le kilomètre où a eu lieu le déversement - Specify the kilometer where the spill occurred

Si la réponse est Route toute saison (20 km) - all season road (20 km)

1.8a Préciser le kilomètre où a eu lieu le déversement - Specify the kilometer where the spill occurred

Si la réponse est Camp shaakichiuwaanaan - Shaakichiuwaanaan laydown

1.8a Préciser l'endroit du déversement autour du camp - Specify the location of the spill around the camp -

Si la réponse est Autre - Other

1.8a Préciser l'emplacement : Specify the location

1.9 coordonnées GPS : - GPS Coordinates:

1.10 Météo : - Weather:

- ☐ Ensoleillé - Sunny
- ☐ Nuageux - Cloudy
- ☐ Couvert - Overcast
- ☐ Mélange de soleil et de nuages - Mix of sun and cloud
- ☐ Pluie (bruine) - Raining (drizzle)
- ☐ Pluie (modérée) - Raining (moderate)
- ☐ Pluie (forte) - Raining (heavy)
- ☐ Neige (légère) - Snowing (light)
- ☐ Neige (modérée) - Snowing (moderate)
- ☐ Neige (temete) - Snowing (blizzard)
- ☐ Grêle - Hail
- ☐ Brouillard - Foggy
- ☐ Vent (brise) - Wind (breezy)
- ☐ Vent (modéré) - Wind (moderate)
- ☐ Vent (turbulent) - Wind (turbulent)
- ☐ Orages - Thunderstorms
- ☐ Foudre - Lightning
- ☐ Avertissement de temps violent en vigueur (ajouter une description dans les commentaires) - Severe Weather Warning in Effect (add description in comments)
- ☐ Autre (ajouter dans les commentaires) - Other (add in comments)

1.11 Température (°C) : - Temperature (°C):

1.12 Personne témoin du déversement : Witness to the spill :

1.13 compagnie responsables : - Responsible Person and Company:

- ○ PMET Resources - Ressources PMET
- ○ FECTO
- ○ MUSKW
- ○ Dahrouge
- ○ MIS
- ○ Panorama
- ○ Domco
- ○ Synergis
- ○ Petronor
- ○ Autre - Other

Si la réponse est Autre - Other

1.13a Préciser le nom de votre compagnie - Specify the name of your company

1.14 Personne qui a fait le rapport : - Person Who Reported:

2 DESCRIPTION DE L'ÉVÉNEMENT - DESCRIPTION OF THE EVENT

2.1 Description de l'équipement : - Equipment Description:

- ◯ Véhicule Lourd - Heavy equipment
- ◯ Véhicule Léger (camion) - Light equipment (truck)
- ◯ Foreuses - Drills
- ◯ Réservoir de carburant
- ◯ Autobus - Bus
- ◯ Dégivreur - Frost fighter
- ◯ Génératrices - Generators
- ◯ Autre - Other
- ◯ Usine de traitement - Water treatment plant

Si la réponse est Véhicule Lourd - Heavy equipment

2.1a Préciser le type d'équipement et son numéro d'identification -Specify the type of equipment and its identification number.

Si la réponse est Véhicule Léger (camion) - Light equipment (truck)

2.1a Préciser le type d'équipement et son numéro d'identification -Specify the type of equipment and its identification number.

Si la réponse est Foreuses - Drills

2.1a Préciser le numéro de la foreuse - Specify the drill number

Si la réponse est Réservoir de carburant

2.1a Précisez le type de carburant et le numéro du réservoir - Specify the fuel type and tank number.

Si la réponse est Génératrices - Generators

2.1a Précisez le numéro de la génératrice - Specify the generator number

Si la réponse est Autre - Other

2.1a Préciser le type d'équipement et son numéro d'identification -Specify the type of equipment and its identification number.

Si la réponse est Usine de traitement - Water treatment plant

2.1a Préciser le type d'équipement (usine) et son numéro d'identification -Specify the type of equipment and its identification number.

2.2 Circonstance du déversement (décrire en une à deux phrases ce qui s'est passé) - Circumstances of the spill (describe what happened in one or two sentences)

2.3 Cause du déversement : - Reason of the Spill:

- ◯ Bris mécanique - Mechanical failure
- ◯ Erreur humaine - Human error
- ◯ Condition externe - External condition
- ◯ Autre - Other

Si la réponse est Condition externe - External condition

2.3a Préciser le type de condition externe - Specify the type of external condition

Si la réponse est Autre - Other

2.3a Préciser la cause du déversement - Specify the cause of the spill

2.4 Produit déversé : - Product Spilled:

- ◯ Huile Hydraulique - Hydraulic Oil
- ◯ Essence - Gas
- ◯ Huile - Oil
- ◯ Huile Usée - Used Oil
- ◯ Diésel - Diesel
- ◯ Antigel - Anitfreeze
- ◯ Liquide de Refroidissement - Coolant
- ◯ Eaux Usées - Waste Water
- ◯ Chimique (merci de préciser dans les commentaires) - Chemical (please specify in comments)
- ◯ Rejets de Forage - Drill Cuttings
- ◯ Boue de Forage - Drill Mud
- ◯ Carburant d'échappement diesel - Diesel Exhaust Fuel (DEF)
- ◯ Jet A - Jet A
- ◯ Mousse - Foam
- ◯ Autre - Other

Si la réponse est Autre - Other

2.4a Préciser le type de produit - Specify the type of product

2.5 Zone affectée (Dimension) : - Area Affected :

- ◯ moins de 1 m² (petite flaque ou zone localisée) - Small: less than 1 m² (small puddle or localized area)
- ◯ a modif Plus de 1 m2 (zone étendue mais contrôlable) - Medium: between 10 m² and 100 m² (large but manageable area)

2.6 Quantité (L) - Quantity (L)

- ◯ Très petit : moins de 0,5 litre (gouttes, suintement très léger) - Very small: less than 0.5 liters (drops, very slight oozing)
- ◯ Petit : entre 0,5 et 1 litre (petite flaque sous un équipement, fuite localisée) - Small: between 0.5 and 1 liter (small puddle under equipment, localized leak)
- ◯ Moyen – Niveau 1 : entre 1 et 5 litres (petit contenant renversé, fuite notable mais facilement contrôlable) - Medium – Level 1: between 1 and 5 liters (small container overturned, significant leak but easily controllable)
- ◯ Moyen – Niveau 2 : entre 5 et 10 litres (déversement nécessitant plus d'absorbants et une intervention rapide) - Medium – Level 2: between 5 and 10 liters (spill requiring more absorbents and rapid response)
- ◯ Grand : entre 10 et 20 litres (déversement significatif affectant une zone opérationnelle limitée) - Large: between 10 and 20 liters (significant spill affecting a limited operational area)
- ◯ Majeur : plus de 20 litres (baril ou réservoir partiellement vidé, intervention d'urgence requise) - Major: more than 20 liters (partially emptied barrel or tank, emergency response required)
- ◯ Autre - Other

Si la réponse est Autre - Other

2.6a Préciser la quantité en L - Specify the quantity in L

2.7 Type de sol - Ground Type

- ◯ Terrestre - Terrestrial
- ◯ Aquatique - Aquatic
- ◯ Milieu humide - Wetland

2.8 Précision du type de sol dans la zone de déversement : - Specify the ground type in Spill Area:

- ◯ Sols naturels - Natural soil
- ◯ Sols perturbés - Zone campement - routes - Disturbed soils - Campsite area - Roads
- ◯ Milieux aquatiques - Aquatic environments

- ◯ Milieux sensibles - Sensitive environments

Si la réponse est Sols naturels - Natural soil

2.8a Préciser le type de sol - Specify the type of soil

- ◯ Sol forestier – Litière organique (mousses, humus, racines) - Forest soil – Organic litter (moss, humus, roots)
- ◯ Sol organique – Tourbière / mousse épaisse / terrain saturé - Organic soil – Peat bog / thick moss / saturated ground
- ◯ Sol minéral naturel – Sable ou gravier naturel - Natural mineral soil – Natural sand or gravel
- ◯ Roche affleurante - Outcropping rock
- ◯ Glace / Neige - Ice / Snow

Si la réponse est Sols perturbés - Zone campement - routes - Disturbed soils - Campsite area - Roads

2.8a Préciser le type de sol - Specify the type of soil

- ◯ Zone déboisée / sol mis à nu - Deforested area / bare soil
- ◯ Chemin d'accès ou plateforme en gravier compacté - Path or platform made of compacted gravel
- ◯ Remblai ou sol remanié - Backfill or reworked soil
- ◯ Glace / Neige - Ice / Snow

Si la réponse est Milieux aquatiques - Aquatic environments

2.8a Préciser le type de sol - Specify the type of soil

- ◯ Eau stagnante (étang, mare, fossé rempli) - Stagnant water (pond, pool, filled ditch)
- ◯ Eau courante (ruisseau, drainage naturel, petit cours d'eau) - Running water (stream, natural drainage, small watercourse)
- ◯ Plan d'eau (lac, étang majeur, rivière) -Body of water (lake, large pond, river)
- ◯ Bordure immédiate d'un plan d'eau (moins de 30 m) - Immediate vicinity of a body of water (less than 30 m)

Si la réponse est Milieux sensibles - Sensitive environments

2.8a Préciser le type de sol - Specify the type of soil

- ◯ Bordure d'un milieu humide - Edge of a wetland
- ◯ Zone de drainage actif / ruissellement - Active drainage/runoff area
- ◯ Périmètre protégé du puits (30 m) - Protected perimeter around the well (30 m)

2.9 Mesures de contrôle et de confinement : - Control and Containment Measures:

3 INFORMATIONS SUR LE NETTOYAGE - CLEAN UP INFORMATION

3.1 Description du mode de nettoyage : - Description of the Cleaning Method:

3.2 Joindre une photo du nettoyage de la zone contaminé - Attach a photo of the contaminated area being cleaned

- ◯ Oui - Yes
- ◯ Non - No

3.3 Élimination des sols contaminés dans le conteneur MDR : - Disposal of contaminated soil in the MDR container :

○ Oui - Yes ○ Non - No

Si la réponse est Non - No

3.3 a Pourquoi ? / Why ?

3.4 Élimination des produits de nettoyage contaminés dans le conteneur MDR : Disposal of contaminated cleaning products in the MDR container

○ Oui - Yes ○ Non - No

Si la réponse est Non - No

3.4 a Pourquoi ? / Why ?

4 Enquête et analyse des causes /action correctives - Investigation and analysis of causes/corrective

4.1 Quelles sont les causes directs ou indirects du déversement : - What are the direct or indirect causes of the spill :

4.2 Quelle est le risque de récurrence : - Risk of Recurrence:

4.3 Quelles sont les mesures corrective afin d'éviter un autre déversement : - What corrective measures are in place to prevent another spill :

5 SIGNATURES DES PARTICIPANTS - SIGNATURES OF PARTICIPANTS

5.1 Noms des témoins : - Names of Witnesses:

5.2 Noms des participants à l'enquête : - Names of Participants in the Investigation:

5.3 Signatures:

6 PHOTOGRAPHIES - PHOTOGRAPHS

6.1 Des photos ont-elles été prises du déversement ? - Have photos been taken of the spill?

○ Oui - Yes ○ Non - No

Si la réponse est Non - No

6.1 a Pourquoi ? - Why?

6.2 Des photos ont-elles été prises pendant le nettoyage ? - Have photos been taken during the clean up?

○ Oui - Yes ○ Non - No

Si la réponse est Non - No

6.2a Pourquoi ? - Why?

6.3 Des photos ont-elles été prises après le nettoyage ? - Have photos been taken after the clean-up?

○ Oui - Yes ○ Non- No

Si la réponse est Non- No

6.3a Pourquoi ? - Why?

7 INFORMATION SUR LES RAPPORTS - REPORTING INFORMATION

7.1 Numéro de dossier MELCCFP : - MELCCFP file number

7.2 Date de soumission du rapport : - Date Report was Submitted:

7.3 Nom de l'agent - Agent Name:

7.4 Un rapport doit-il être soumis au ministère de l'environnement ? - Does a Report Need to be Submitted to the Ministry of Environment?

○ Oui - Yes ○ Non - No

Si la réponse est Oui - Yes

7.4a Nom et adresse électronique de la personne à qui envoyer le courriel : - Name and e-mail of person to submit email to:

7.4b Quand le rapport doit-il être remis ? - When is report due?

7.4c Date et heure de l'appel confirmant qu'un rapport doit être soumis: - Date and time of call confirming a report needs to be submitted:

Bris matériel / Blessure

Bris Matériel

Cout Estimé	< 10 000$	>10 000 <50 000$	>50 000$ <150 000$	>150 000 + CNESST

Décrire La perte:

Blessure

cause:	☐ Coincé dedans ou entre	☐ Effort excessif	☐ Corps étranger dans l'œil
	☐ Condition personnelle	☐ Contractuel	☐ Entrepreneur
	☐ Contact avec électricité	☐ Bris matériel	☐ Passé proche
	☐ Lésion par friction ou abrasion	☐ Environnement	☐ Non-Conformité

Type d'accident:	☐ Fracture	☐ Éraflure	☐ Commotion cérébrale	☐ Luxation/Dislocation
	☐ Amputation	☐ Brûlure (chaud/froid)	☐ Coup de chaleur	☐ Électrisation
	☐ Asphyxie	☐ Brûlure chimique	☐ Coupure	☐ Hernie
	☐ Mortel	☐ Douleur	☐ Ecchymose	☐ Entorse/Foulure
	☐ Malaise/Intoxication			

Partie du corps:	☐ Corps	☐ Nez	☐ Épaule	☐ Poignet	☐ Côte(s)	☐ Aine	☐ Cheville
	☐ Tête	☐ Visage	☐ Coude	☐ Main	☐ Dos	☐ Jambe	☐ Pied
	☐ Oreille	☐ Cou	☐ Bras	☐ Doigt	☐ Hanche	☐ Genou	☐ Orteil
	☐ Œil	☐ Abdomen					

Coté du corps:	☐ Droit	☐ Gauche	☐ N/D	☐ Les deux cotés
Premiers soins donnés par:		☐ contremaitre	☐ secouriste	☐ infirmier(ère)
		☐ collègue	☐ s-même	☐ hopital

Nature des soins reçus:

Premiers soins ☐ **Assistance médicale** ☐ **Assignation temporaire** ☐ **Perte de temps** ☐

Signature de l'infirmier (ère) / secouriste: **Date et heure des soins:**

Se référer a la Matrice de décision de l'enquête (dernière page) et inscrire le nombre du risque réel et potentiel

Risque réel ? ☐ **Risque potentiel ?** ☐

Risque A	**Entre 18 et 25 = Terminer cueillette des faits, faire enquête/rapport 24hrs + rapport 5 jours**
Risque B	**Entre 12 et 17 = Terminer cueillette des faits, faire enquête/rapport 24hrs + (rapport 5 jours sur demande)**
Risque C	**Entre 6 et 11 = Terminer cueillette des faits + (enquête sur demande)**
Risque Mineur	**Entre 1 et 6 = Terminer la cueillette des faits**

Note: s'il y a fait accidentel ou possible enquête selon matrice, compléter la cueillette des faits, sinon arrêter ici le processus.

Cueillette des faits

à compléter par le superviseur si fait accidentel

No de déclaration:

Superviseur : _____ **Date de la cueillette:** _____

Département: _____

Décrire le fait accidentel ou l'événement imprévu et soudain (obligatoire)

A- MACHINE (équipement ou outil) peut-il être en cause dans l'accident? *N/A* ☐

Numéro de l'équipement :	1-Non-Approprié pour la tâche ☐	Bris matériel ☐	3-dispositif de protection inadéquat ☐	Passé proche ☐	5- autre

Si oui expliquez :

B- *MATÉRIAUX (produits)* peuvent-ils être en cause dans l'accident? *N/A* ☐

Décrire matériel ou produit:	1-Non-Approprié pour la tâche ☐	2- mauvaise état ☐	3-dispositif de protection inadéquat ☐	4- Défectueux ☐	5- autre

Si oui expliquez :

C-*MÉTHODE* utilisée peut-elle être en cause dans l'accident? *N/A* ☐

1-Procédure de travail non existante ou non-écrite ☐	2-Procédure inadéquate ☐	3-Mauvaise position de travail ☐
4-Méthode de travail établie mais non sécuritaire ☐	5-Mauvaise communication ☐	6-autre

Si oui expliquez :

D-*MAIN D'OEUVRE (individu)* peut-il être en cause dans l'accident? *N/A* ☐

1-Capacité physique insuffiante ☐	2-Mal utilisé un équipement ☐	3-Non respect d'une procédure ☐
4-Expérience insuffisante,manque de connaissance ☐	5-Utiliser un équipement défectueux ☐	6-Vitesse inappropriée ☐
7- Omettre d'avertir (mauvaise communication) ☐	8-Rendre un dispositif de sécurité inopérable ☐	9-Ne pas avoir sécurisé ou rendre sécuritaire ☐
10-Maintenance sur équipement énergisé ☐	11-Opéré équipement sans autorisation ☐	12-Stress ou pression ☐
13-Enlever un dispositif de sécurité.(06) ☐	14-Jouer ou violence ☐	15-Motivation inadéquate ☐
16- Mal chargé , mal placé, mal levé ☐	17-Inspection inadéquate ☐	18-autre.

Si oui expliquez :

Cueillette des faits (suite)

E- *Milieu (environnement) peut-il être en cause dans l'accident?* N/A ☐

1-Absence de barrière contre les chutes de personne ou d'objets ☐	2-Ventillation inadéquate ☐	3-Bruit ambiant hors du commun ☐
4-Éclairage inadéquat ☐	5-Présence de fumée,gaz,vapeur ☐	6-Mauvaise tenue des lieux ☐
7-Instabilité de la surface, sol glissant ☐	8-Support de terrain inadéquat ☐	9-Zone de travail étroite ☐
10- Température ou humidité inadéquate ☐	11-Moyen de communication ☐	12- Radiation ☐
13-Explosion ou feu ☐	14-autre.	

Si oui expliquez :

Mesure corrective immédiate	*Surperviseur*	*Échéancier*	*Réalisée*	*commentaire*

NOTE: Une mesure corrective doit corriger ou diminuer le risque, mais ne doit pas en créer un.

Signature du superviseur: _____ **Date:** _____

Signature du responsable du département _____ **Date:** _____

Matrice de décision pour l'enquête (rapport 24hr/rapport 5 jours pour le corporatif) établir risque réel et potentiel

Catégorie de risque	Impact				
	Négligeable	***Mineur***	***Modéré***	***Sérieux***	***Désastreux***
	Catégorie 1	**Catégorie 2**	**Catégorie 3**	**Catégorie 4**	**Catégorie 5***
Hygiène, santé et sécurité (HSST)	**Blessure nécessitant des premiers soins/ bris de - de 10000$**	**Blessure nécessitant un traitement médical / bris entre 10k et 50k**	**Blessure invalidante (assignation temporaire, perte de temps) / bris entre 50k et 150 k**	**Perte d'une vie ou invalidité permanente à >1 personne / bris de plus de 150k (aviser la CNESST)**	**Perte de plusieurs vie ou invalidité permanente à >10 personnes**
Fréquence					
CERTAIN *se produit dans la pluspart des semaines ou des mois. 90% de probabilité*	***9***	***16***	***20***	***23***	***25***
PROBABLE *se produira plusieurs fois par année. Plus de 50% de probabilité.*	***7***	***10***	***17***	***21***	***24***
POSSIBLE *peu se produire plus d'une fois aux 3 ans. plus30% de probabilité*	***4***	***8***	***13***	***18***	***22***
IMPROBABLE *peu se produire tous les 3 a 10 ans. 10 a 30% de probabilité.*	***2***	***5***	***11***	***14***	***19***
RARE *Peu se produire seulement dans des circonstances exceptionnelles 5 à 30 ans. 10% de probabilité*	***1***	***3***	***6***	***12***	***15***
Risque A	**Entre 18 et 25 = Terminer cueillette des faits, faire enquête/rapport 24hrs + rapport 5 jours**				
Risque B	**Entre 12 et 17 = Terminer cueillette des faits, faire enquête/rapport 24hrs + (rapport 5 jours sur demande)**				
Risque C	**Entre 6 et 11 = Terminer cueillette des faits + (enquête sur demande)**				
Risque Mineur	**Entre 1 et 6 = Terminer la cueillette des faits**				

ENQUÊTE/RAPPORT 24HRS = faire Enquête et envoyer rapport au corporatif. **Rapport 5 jours (ppt)** = rapport a remettre au corporatif max 5 jours après le rapport 24 heures

Liste préétablie à l'exigence d'une enquête (rapport 24h pour Corporatif)

Événements de classe réelle ou potentielle 12 points et + (déterminé à l'aide de la matrice de classification)

Ou

Événements avec blessure résultant une visite médicale, une assignation temporaire ou une perte de temps

Ou

Événements sans blessure selon liste suivante

- **Incendie**
- **Une collision entre deux véhicules**
- **Non-respect d'une procédure écrite**

Type d'accident:

- **Un accident ou incident relatif à une grue, une machine d'extraction, une molette, un câble d'extraction, une cage, un skip**
- **Une explosion ou un incendie relatif à un compresseur, un réservoir ou une canalisation d'air comprimé**
- **Une explosion relative à une chaudière**
- **Une irruption d'eau anormale ou inattendue**
- **Une fissure ou une lézarde dans une cloison étanche ou dans un barrage retenant plus de 23 mètres cubes d'eau**
- **Un incendie dans une mine souterraine, le chevalement d'un puits, une salle de machine d'extraction ou un dépôt d'explosifs**
- **Un tir prématuré ou inattendu provoquant une inflammation d'explosifs**
- **Un coup de charge ou un déplacement important et inattendu de terrain**
- **L'évanouissement d'une personne dû à un gaz nocif ou l'insuffisance d'oxygène**
- **De la connaissance de la présence d'un gaz inflammable dans une mine souterraine**

Note : un avis au représentant à la prévention est requis pour tout événement dont la gravité réelle ou potentielle est risque A selon la matrice de classification.

GCM
ENVIRO
SYNERGIES

Annexe O

Estimation des coûts de restauration

Tableau 1 : Résumé des coûts de restauration de la propriété Shaakichiuwaanaan

# Item	Description	Quantité	Unité	Coût unitaire (CAD $)	Total
Coûts directs					
1.0	**Sécurisation du site**				
1.1	Mise en place d'une clôture de protection autour de la fosse	6 710	m	$ 119.84	804 100 $
1.2	Installation de panneaux de signalisation à chaque 30 m autour de la fosse	224	Unité	$ 352.19	78 800 $
1.3	Remblayage d'un portail et d'une rampe d'accès souterraine à l'aide de stériles miniers[1]	1 162	m^3	$ 15.35	17 800 $
1.4	Mise en place de dalles de béton au droit des monteries de ventilation[2]	45	m^3	$ 2 110.00	95 000 $
				Sous-total 1.0	**995 700 $**
2.0	**Démantèlement, démolition et démobilisation des infrastructures de surface[3,29]**				
2.1	Bâtiments de l'usine de traitement du minerai	1	Lot	N/A	5 638 500 $
2.2	Bâtiments du site minier	1	Lot	N/A	1 112 400 $
2.3	Bâtiments connexes	1	Lot	N/A	580 400 $
2.4	Bâtiments du camp	1	Lot	N/A	272 000 $
2.5	Traitement des eaux	1	Lot	N/A	400 900 $
2.6	Tuyauterie	1	Lot	N/A	248 500 $
2.7	Démantèlement des équipements	1	Lot	N/A	737 900 $
2.8	Fondations	1	Lot	N/A	314 500 $
2.9	Transport des débris hors site au futur LEET de Radisson (330 km)	1	Lot	N/A	1 691 100 $
				Sous-total 2.0	**10 996 200 $**
3.0	**Restauration de l'empreinte affectée par les activités minières (zone industrielle et chemins d'accès)**				
3.1	Nivellement des empreintes affectées[4,5]	792 986	m^2	$ 5.52	4 378 300 $
3.2	Scarification des empreintes affectées[6,7]	1 043 018	m^2	$ 1.30	1 356 500 $
3.3	Recouvrement de 150 mm de dépôts meubles sur les fondations de béton fracturées au droit des bâtiments démantelés[8]	2 145	m^3	$ 11.13	23 900 $
3.4	Mise en végétation des aires par ensemencement hydraulique[9]	898 718	m^2	$ 0.82	736 900 $
				Sous-total 3.0	**6 495 600 $**
4.0	**Restauration des aires d'entreposage**				
4.1	**Halde à stériles 001[8,10,11]**				
4.1.1	Recouvrement de 200 mm de matières organiques	167 315	m^3	$ 14.55	2 434 600 $
4.1.2	Mise en végétation par ensemencement hydraulique (terrain en pente)[9]	711 088	m^2	$ 0.82	583 100 $
4.1.3	Aménagement pour assurer la gestion de l'eau drainée (sable, géotextile et enrochement)	10 010	m^3	$ 104.73	1 048 400 $
				Sous-total 4.1	**4 066 100 $**
4.2	**Halde de co-disposition des stériles et des résidus miniers 002[8,10,11,30]**				
4.2.1	**Recouvrement**				
4.2.1.1	Recouvrement de 150 mm de sable de protection (couche avant la géomembrane)	347 789	m^3	$ 23.13	8 045 600 $
4.2.1.2	Recouvrement d'une géomembrane HDPE	2 318 593	m^2	$ 19.46	45 108 800 $
4.2.1.3	Recouvrement d'un géotextile	2 318 593	m^2	$ 6.04	13 998 800 $
4.2.1.4	Recouvrement de 200 mm de sable de protection (couche après le géotextile)	463 719	m^3	$ 23.13	10 727 500 $
4.2.1.5	Recouvrement de 200 mm de matières organiques	463 719	m^3	$ 14.55	6 747 500 $
4.2.2	**Système de drainage**				
4.2.2.1	Mise en place d'un coussin (sable)	31 210	m^3	$ 23.13	722 000 $
4.2.2.2	Recouvrement d'un géotextile	256 860	m^2	$ 6.04	1 550 800 $
4.2.2.3	Mise en place d'un enrochement	110 610	m^3	$ 15.35	1 697 500 $
4.2.2.4	Installation d'un tuyau perforé (250mm de diamètre)	8 120	m	$ 189.94	1 542 300 $
4.2.3	**Végétation**				
4.2.3.1	Mise en végétation par ensemencement hydraulique (terrain en pente)[9]	1 970 804	m^2	$ 0.82	1 616 100 $
				Sous-total 4.2	**91 756 900 $**
4.3	**Haldes de mort-terrain (2) et haldes à matières organiques (2)**				
4.3.1	Scarification de l'empreinte des deux haldes à mort-terrain[7]	569 125	m^2	$ 1.30	740 200 $
4.3.2	Mise en végétation par ensemencement hydraulique des quatre haldes[9]	702 662	m^2	$ 0.82	576 200 $
				Sous-total 4.3	**1 316 400 $**
4.4	**Plateforme de transfert des stériles de l'exploitation souterraine**				
4.4.1	Scarification de l'empreinte de la plateforme[7]	1 834	m^2	$ 1.30	2 400 $
4.4.2	Mise en végétation par ensemencement hydraulique[9]	1 559	m^2	$ 0.82	1 300 $
				Sous-total 4.4	**3 700 $**
4.5	**Haldes à minerai (HG, LG et ROM)**				
4.5.1	Scarification de l'empreinte des haldes[7]	99 653	m^2	$ 1.30	129 600 $
4.5.2	Mise en végétation par ensemencement hydraulique[9]	84 705	m^2	$ 0.82	69 500 $
				Sous-total 4.5	**199 100 $**
				Sous-total 4.0	**97 342 200 $**

5.0	**Restauration du système de gestion des eaux**				
5.1	**Retrait d'un barrage pour l'ennoiement de la fosse**				
5.1.1	Excavation d'une digue pour l'ennoiement de la fosse[10,12,13]	20 066	m^3	$ 75.32	1 511 300 $
				Sous-total 5.1	**1 511 300 $**
5.2	**Retrait des ponceaux**				
5.2.1	Retrait des ponceaux[14]	4	unité	$ 4 052.39	16 200 $
				Sous-total 5.2	**16 200 $**
5.3	**Restauration des bassins de la filière de traitement des eaux (quatre bassins)[15]**				
5.3.1	Excavation des boues accumulés au fond des bassins et disposition dans un site autorisé[16]	5 551	m^3	$ 20.83	115 600 $
5.3.2	Retrait des géomembranes	5 551	m^3	$ 13.46	74 700 $
5.3.3	Remblayage des bassins à l'aide du matériel contenue dans les digues	222 056	m^3	$ 11.13	2 472 000 $
5.3.4	Nivellement du secteur	111 028	m^2	$ 5.52	613 000 $
5.3.5	Mise en végétation des bassins par ensemencement hydraulique[9]	94 374	m^2	$ 0.82	77 400 $
				Sous-total 5.3	**3 352 700 $**
5.4	**Restauration des bassin de collecte du secteur industriel (deux bassins)[15]**				
5.4.1	Excavation des boues accumulés au fond des bassins et disposition dans la halde 002[17]	488	m^3	$ 20.83	10 200 $
5.4.2	Retrait des géomembranes	488	m^3	$ 13.46	6 600 $
5.4.3	Remblayage des bassins à l'aide du matériel contenue dans les digues	19 526	m^3	$ 11.13	217 400 $
5.4.4	Nivellement du secteur	9 763	m^2	$ 5.52	53 900 $
5.4.5	Mise en végétation des bassins par ensemencement hydraulique[9]	8 299	m^2	$ 0.82	6 800 $
				Sous-total 5.4	**294 900 $**
5.5	**Restauration des bassins de collecte du secteur de la halde à stériles 001 (deux bassins)[18]**				
5.5.1	Excavation d'une brèche dans la digue des bassins	640	m^3	$ 42.71	27 300 $
5.5.2	Mise en place d'un géotextile dans la brèche de chacun	560	m^2	$ 6.04	3 400 $
5.5.3	Mise en place de 250 mm d'enrochement dans la brèche de chacun	140	m^3	$ 15.55	2 200 $
5.5.4	Mise en végétation des bassins par ensemencement hydraulique[9]	71 001	m^2	$ 0.82	58 200 $
				Sous-total 5.5	**91 100 $**
5.6	**Restauration des bassins de collecte du secteur de la halde de co-placement 002 (deux bassins)[19,20,21]**				
5.6.1	Excavation des boues accumulés au fond des bassins (2 bassins) et disposition au site[16]	48 801	m^3	$ 20.83	1 016 500 $
5.6.2	Retrait des géomembranes (2 bassins)	48 801	m^3	$ 13.46	656 700 $
5.6.3	Excavation d'une brèche dans la digue de chacun des bassins	7 900	m^3	$ 42.71	337 400 $
5.6.4	Mise en place d'un géotextile dans la brèche	2 800	m^2	$ 6.04	16 900 $
5.6.5	Mise en place de 250 mm d'enrochement dans la brèche	700	m^3	$ 15.55	10 900 $
5.6.6	Mise en végétation des bassins par ensemencement hydraulique[9]	207 404	m^2	$ 0.82	170 100 $
				Sous-total 5.6	**2 208 500 $**
5.7	**Construction et restauration du bassin requis pour la restauration de la halde de co-placement 002[10]**				
5.7.1	Décapage du secteur	39 804	m^2	$ 3.86	153 600 $
5.7.2	Excavation du bassin	11 941	m^3	$ 11.13	132 900 $
	Construction de la digue[30]				
5.7.3	Excavation, transport et installation de stériles (450 mm)	37 539	m^3	$ 15.35	576 100 $
5.7.4	Excavation, transport et installation de stériles concassés	2 791	m^3	$ 15.35	42 800 $
5.7.5	Couche de sable (décapage essouchement et broyage au banc d'emprunt)	728	m^2	$ 3.86	2 800 $
5.7.6	Couche de sable (chargement, transport et épandage)	2 184	m^3	$ 21.85	47 700 $
5.7.7	Installation de géomembrane 1,5mm LLDPE	34 273	m^2	$ 19.46	666 800 $
5.7.8	Installation d'un tuyau perforé	422	m	$ 189.94	80 200 $
5.7.9	Installation d'un géotextile	99	m^2	$ 6.04	600 $
	Restauration du bassin après la restauration complétée de la halde de co-placement 002[19,31]				
5.7.10	Excavation des boues accumulées au fond du bassin et disposition au site[16]	6 855	m^3	$ 20.83	142 800 $
5.7.11	Retrait de la géomembrane	6 855	m^3	$ 13.46	92 200 $
5.7.12	Excavation d'une brèche dans la digue du bassin[31]	4 767	m^2	$ 42.71	203 600 $
5.7.13	Mise en place d'un géotextile dans la brèche[31]	1 590	m^2	$ 6.04	9 600 $
5.7.14	Mise en place de 250 mm d'enrochement dans la brèche[31]	398	m^3	$ 15.55	6 200 $
5.7.15	Mise en végétation des bassins par ensemencement hydraulique[9]	39 804	m^2	$ 0.82	32 600 $
				Sous-total 5.7	**2 190 500 $**
5.8	**Restauration des fossés collecteurs du site minier**				
5.8.1	Retrait de la géomembrane (fossés de la Halde 002 uniquement)	3 192	m^3	$ 11.13	$ 35 500.00
5.8.2	Remblayage des fossés à l'aide de mort-terrain provenant des haldes à mort-terrain	130 334	m^3	$ 11.13	$ 1 450 900.00
5.8.3	Mise en végétation des bassins par ensemencement hydraulique[9]	155 160	m^2	$ 0.82	$ 127 200.00
				Sous-total 5.8	**1 613 600 $**
				Sous-total 5.0	**11 278 800 $**
6.0	**Gestion des sols contaminés**				
6.1	Caractérisation environnementale du site[22]	1	lot	N/A	340 000 $
6.2	Travaux de réhabilitation des terrains contaminés[23]	1	lot	N/A	12 357 600 $
				Sous total 6.0	**12 697 600 $**

7.0	**Coûts de suivi[24,25]**				
7.1	Suivi annuel de l'intégrité et la stabilité des ouvrages[25]	5	an	$ 21 940.00	109 700 $
7.2	Suivi et entretien de la végétalisation[25]	5	an	$ 12 120.00	60 600 $
7.3	Provision pour retouches à l'ensemencement (5%)	239 520	m^2	$ 0.82	196 400 $
7.4	Suivi de la performance des techniques de restauration[25]	5	an	$ 86 840.00	434 200 $
7.5	Suivi environnemental post exploitation[26]	4	an	$ 122 100.00	488 400 $
7.6	Traitement de l'eau en phase post exploitation[27]	4	an	$ 2 840 000.00	11 360 000 $
7.7	Suivi environnemental post restauration[28]	5	an	$ 262 300.00	1 311 500 $
				Sous total 7.0	**13 960 800 $**
				Sous-total coûts directs	**153 766 900 $**
Coûts indirects					
1.0	Mobilisation et démobilisation (5 %)	1	lot	N/A	7 688 300 $
3.0	Ingénierie conceptuelle pour les items de coûts directs (30 %)	1	lot	N/A	46 130 100 $
				Sous-total coûts indirects	**53 818 400 $**
				Sous-total coûts directs et indirects	**207 585 300 $**
Autres coûts					
1.0	Contingence (20 %)	1	lot	N/A	41 517 100 $
				Total des coûts incluant la contingence	**249 102 400 $**

Notes : *Les coûts unitaires proviennent de soumissions ou de projets similaires indexés en dollars de 2025.*

1 Une rampe de 6,5m (W) x 5,5m (H) x 65m (L) a été considérée pour l'estimation du volume.

2 22.5 m^3 de béton a été considéré pour chaque ouverture. 2 ouvertures dans le 43-101

3 Voir le Tableau 2 pour le détail des lots.

4 Il a été considéré que 75% de la superficie sera nivellée.

5 Basé sur le plan CASN-A-001-GE-GA-0002_RevC, les routes de halage ont une largeur de 30m et les chemins d'accès une largeur de 10m.

6 La superficie à scarifier inclus l'ensemble de l'empreinte affectée par les activités minières industrielles, sauf l'empreinte des anciennes fondations en béton.

7 L'option de scarification a été retenue en raison de la quantité limitée des matériaux de recouvrement au site. Les volumes de matériaux disponibles devront être confirmés aux prochaines phases du projet.

8 Par hypothèse, on suppose que les matériaux de restauration proviendront du site (stériles, dépôts meubles, terre végétale), à part le sable qui proviendra d'une sablière externe. Le matériel pourrait provenir par exemple: des haldes, des digues et autres infrastructures démantelées. Les volumes de matériaux disponibles devront être confirmés aux prochaines phases du projet.

9 85% de la superficie sera ensemencée par hydroensemencement.

10 Ces concepts de restauration et estimation des volumes proviennent d'une estimation transmise par AtkinsRéalis le 5 septembre 2025. Les concepts de restauration sont basées sur le rapport de caractérisation géochimique préparé par BBA et Vision de mai 2024 et juillet 2024.

11 Les haldes seront construites de manière à assurer la stabilité long-terme des ouvrages. Ainsi, aucun reprofilage n'est considéré dans les travaux de restauration. Plus spécifiquement, les travaux suivants seront effectués lors des opérations: déposition des stériles et résidus en pente stable, ainsi que le concassage et le recouvrement d'une couche de stériles concassés pour prévenir une perte de matériel organique lors de la restauration.

12 Il est possible que le taux unitaire utilisé pour l'excavation d'une digue pour l'ennoiement de la fosse soit sous-estimé, car ce taux unitaire ne considère pas que des travaux en présence d'eau seront effectués.

13 On suppose qu'afin d'ennoyer la fosse, 35% du volume de la portion Nord de la digue de rétention principale (lac 001) devra être retiré.

14 Le nombre de ponceaux à retirer a été déterminé selon le plan CASN-A-001-GE-GA-0002_RevC. Un ponceau a été considéré là où une route traverse un plan d'eau.

15 On suppose que les bassins de la filière de traitement des eaux, de même que ceux du secteur industriel, seront profonds d'environ 2m. De plus, on suppose qu'il y aura 5cm de boues accumulées au fond de chacun et qu'il faudra retirer 5cm de matériel afin de pouvoir retirer la géomembrane.

16 Pour les bassins de la filière de traitement des eaux et les bassins de la halde 002, les frais de transport et disposition des boues seront à définir aux prochaines étapes du projet, de même que l'évaluation de la possibilité de créer une cellule d'entreposage au site. Cela vaut également pour les sols qui s'avèrent contaminés après analyse.

17 Il est estimé que les boues des bassins du secteur industriel (2 bassins) pourront être entreposés dans la halde 002, en raison du fait que ces bassins ne seront plus requis dès la fin des opérations.

18 Par hypothèse, la largeur de la base des digues du bassin de la halde 001 est de 30m. La largeur de la crête (10m) et la pente (2H:1V) provient des critères de conception pour la gestion de l'eau (CASN-A-370-GT-DCR-0001_RevB). De plus, les coûts réflètent la création d'une brèche de 4m de large. Les dimensions de la digue et de la brèche devront être revalidés aux prochaines étapes du projet.

19 On suppose que les bassins de la halde 002 seront profonds d'environ 5m. De plus, on suppose qu'il y aura 20cm de boues accumulées au fond de chacun et qu'il faudra retirer 20cm de matériel afin de pouvoir retirer la géomembrane.

20 Par hypothèse, la largeur de la base de la digue du bassin nord-ouest de la halde 002 est de 58m. La largeur de la crête (10m) et la pente (2H:1V) provient des critères de conception pour la gestion de l'eau (CASN-A-370-GT-DCR-0001_RevB). De plus, les coûts réflètent la création d'une brèche de 10m de large. Les dimensions de la digue et de la brèche devront être revalidés aux prochaines étapes du projet.

21 Par hypothèse, la largeur de la base de la digue du bassin sud de la halde 002 est de 66m. La largeur de la crête (10m) et la pente (2H:1V) provient des critères de conception pour la gestion de l'eau (CASN-A-370-GT-DCR-0001_RevB). De plus, les coûts réflètent la création d'une brèche de 11m de large. Les dimensions de la digue et de la brèche devront être revalidés aux prochaines étapes du projet.

22 Il a été considéré que la caractérisation environnementale du site sera réalisée par un tiers. Le forfait inclut la mobilisation et démobilisation par véhicule d'un technicien et d'un ingénieur de la région de Wemindji. Les travaux de caractérisation incluent la réalisation de 45 tranchées et la production d'un rapport de caractérisation. La caractérisation inclut aussi l'échantillonnage des sols sous les anciennes aires d'accumulation de minerai et stériles (vides), ainsi que la boue des bassins (3 échantillons par bassin).

23 Le coût des travaux de réhabilitation a été calculé selon la méthode proposée à l'annexe 6 du Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec de 2024. De plus, il a été posé comme hypothèse que les stériles, le minerai et les résidus ont des contaminants en concentration supérieure aux normes de l'annexe I du RPRT. En effet, la compilation des analyses géochimiques sur les sols n'a pas encore été réalisé. Seuls les tableaux de données brutes non-colligées en PDF pour l'ensemble des échantillons sont disponibles, rendant la comparaison aux normes très difficile.

24 Les coûts de suivi post-exploitation et post-restauration ont été calculés basés sur les hypothèses suivantes:
•L'accès au site se fera par la route, avec un départ de Wemindji. La mobilisation prends 1 journée (7h).
•Les échantillons seront envoyés au laboratoire par avion avec les travailleurs en phase de restauration. En post-restauration, les échantillons seront envoyés à Val-d'Or par autobus (Autobus Maheux, trajet de Wemindji à Val-d'Or).
•Il sera possible pour les spécialistes d'être logé à proximité du site, soit dans l'ancien campement ou dans un campement appartenant à Hydro-Québec (ou autre entreprise du secteur).

25 Suivi annuel de l'intégrité et la stabilité des ouvrages + Suivi annuel de la performance des techniques de restauration + suivi agronomique : On suppose qu'après 5 ans, soit la même durée que le suivi environnemental, une tendance sur la stabilité des ouvrages, la performance des techniques et la revégétalisation aura été établie.

26 Il a été considéré que 1 effluent et 9 puits seront échantillonnés lors du suivi post-exploitation, qui aura lieu sur une durée de 4 ans. La fréquence d'échantillonnage est celle prescrite par la D019, soit bimensuellement pendant les 6 premiers mois postexploitation, puis 1x par mois pour les eaux de surface et 2x par année pour les eaux souterraines. De plus, on suppose qu'il sera seulement possible d'échantillonner les effluents entre le mois d'avril et novembre, en raison du gel hivernal et de la localisation du site.

27 L'OPEX de l'usine de traitement des eaux est basé sur les critères de conception d'AtkinsRéalis (Water Treatment CASN-A-320-WM-DCR-0001_RevB). Les volumes d'eau issus d'activités qui seront probablement arrêtés au début de la phase post-exploitation ont été retirés (dénoyage et ruissellement de la fosse, eau générée par les activités souterraines (le dénoyage du souterrain a cependant été conservé), eau du procédé, eau de l'usine de remblai en pâte). Le débit moyen d'eau à traiter utilisé pour déterminer le coût d'opération annuel est donc de 829 m3/h.

28 Il a été considéré que 4 effluents et 9 puits seront échantillonnés lors du suivi post-restauration, qui aura lieu sur une durée de 5 ans. La fréquence d'échantillonnage est celle prescrite par la D019, soit 6x par année pour les eaux de surface et 2x par année pour les eaux souterraines. De plus, on suppose qu'il sera seulement possible d'échantillonner les effluents entre le mois d'avril et novembre, en raison du gel hivernal et de la localisation du site.

29 Il a été considéré que le démantèlement de la ligne électrique reliant le site minier au poste d'Hydro-Québec ne serait pas effectué, puisque les communautés locales présentent de l'intérêt à conserver cette infrastructure.

30 On suppose que le reprofilage de la halde afin d'assurer la stabilité long-terme, incluant le concassage des stériles, aura été complété durant les opérations.

31 Par hypothèse, on suppose que la brèche sera similaire à celle effectuée dans le bassin au sud de la halde de co-placement.

GCM
ENVIRO
SYNERGIES

Annexe P

Démarche de calcul – Coûts des travaux de réhabilitation – Annexe 6 du Guide

DÉMARCHE DE CALCUL – TRAVAUX DE RÉHABILITATION DES TERRAINS CONTAMINÉS

La démarche de l'Annexe 6 du *Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec* (2024) a été utilisé pour calculer le coût des travaux de réhabilitation des terrains contaminés. Voici une description des étapes ayant permis d'obtenir le montant de l'item 2.2 du Tableau 1 à l'annexe H du plan de restauration :

Étape 1 – Montant de la garantie financière, sans les coûts pour les études de caractérisation et pour les travaux de réhabilitation des terrains contaminés (Valeur A).

Ce montant est de 190 443 600 $, soit la somme des items 1.0 à 7.0 en excluant l'item 6.0 du Tableau 1 à l'annexe O du plan de restauration additionné des indirects sur cette somme.

Étape 2 - Calculer une valeur correspondant à 1 % du montant de la garantie financière de l'étape précédente (Valeur B).

B = 1% de A = 1% x 190 443 600 $ = 1 904 436 $

Étape 3 – Déterminer le coefficient

La valeur du coefficient est de 6, tel que calculé à l'aide du tableau ci-dessous. Pour le site, seuls les coefficients pour la mine à ciel ouvert sont utilisés et les coefficients pour la mine souterraine ne sont pas comptabilisés.

Type d'exploration ou composantes du site minier		Coefficient					
		0		1		2	
Mine à ciel ouvert	Caractéristique du stérile entreposé sur le site	Concentration des contaminants à des niveaux inférieurs aux normes de l'annexe I du RPRT				Concentration des contaminants à des niveaux supérieurs aux normes de l'annexe I du RPRT	X
	Caractéristique du minerai entreposé sur le site	Concentration des contaminants à des niveaux inférieurs aux normes de l'annexe I du RPRT		Concentration des contaminants à des niveaux supérieurs aux normes de l'annexe I du RPRT	X		

Type d'exploration ou composantes du site minier		Coefficient					
		0		1		2	
Mine souterraine	Caractéristique du stérile entreposé sur le site	Concentration des contaminants à des niveaux inférieurs aux normes de l'annexe I du RPRT		Concentration des contaminants à des niveaux supérieurs aux normes de l'annexe I du RPRT			
	Caractéristique du minerai entreposé sur le site	Concentration des contaminants à des niveaux inférieurs aux normes de l'annexe I du RPRT		Concentration des contaminants à des niveaux supérieurs aux normes de l'annexe I du RPRT			
Usine de traitement du minerai	Caractéristiques des résidus miniers de traitement et des aires d'accumulation	Concentration des contaminants à des niveaux inférieurs aux normes de l'annexe I du RPRT		Concentration des contaminants à des niveaux supérieurs aux normes de l'annexe I du RPRT et entreposage avec des mesures de mitigation contre l'érosion éolienne		Concentration des contaminants à des niveaux supérieurs aux normes de l'annexe I du RPRT et entreposage sans mesures de mitigation contre l'érosion éolienne	X
	Production de concentré	Chargement à l'intérieur d'un bâtiment	X	Chargement sous un abri partiellement ouvert		Chargement à aire ouverte	
	Stockage des produits dangereux et des réactifs			Stockage des produits dangereux et réactifs à l'extérieur des bâtiments	X		

Valeur du coefficient	6

Étape 4 - Multiplier la somme des coefficients (Valeur C) par 1 % du montant de la garantie financière (Valeur B) pour obtenir le montant à ajouter à la garantie financière pour la réhabilitation des terrains en fonction des risques liés aux caractéristiques de l'exploitation minière (Valeur D).

D = C x B = 6 x 1 904 436 $ = 11 426 616 $

Étape 5 - Déduire le montant prévu pour la restauration des aires d'accumulation (Valeur E) du montant de la garantie financière calculé à l'étape 1 (Valeur A) pour obtenir le montant de la garantie financière sans compter les sommes prévues pour la restauration des aires d'accumulation (Valeur A1).

A1 = A – E = 190 443 600 $ - 97 342 200 $ = 93 101 400 $

Étape 6 - Calculer une valeur correspondant à 1 % du montant de la garantie financière excluant les sommes prévues pour la restauration des aires d'accumulation (Valeur A1) pour estimer les montants à ajouter à la garantie financière pour la réhabilitation des terrains en fonction des risques liés à la contamination aux hydrocarbures (Valeur F).

F = 1% x A1 = 1% x 93 101 400 $= 931 014 $

1% a été utilisé, car il n'y a pas de réservoir enfoui.

Étape 7 - Additionner les montants partiels D et F pour obtenir le montant à ajouter dans la garantie financière pour les travaux de réhabilitation des terrains contaminés (Valeur G1).

G1 = D + F = 11 426 616 $ + 931 014 $ = 12 357 630 $ (arrondi à 12 357 600 $)

Étape 8 - Estimer les montants nécessaires pour les études de caractérisation des terrains (Valeur G2).

Il a été considéré que la caractérisation environnementale du site sera réalisée par un tiers. Le forfait inclut la mobilisation et démobilisation par véhicule d'un technicien et d'un ingénieur de la région de Wemindji. Les travaux de caractérisation incluent la réalisation de 45 tranchées et la production d'un rapport de caractérisation. La caractérisation inclut aussi l'échantillonnage des sols sous les anciennes aires d'accumulation de minerai et stériles (vides), ainsi que la boue des bassins (3 échantillons par bassin).

Ce montant est estimé à 340 000$.

Étape 9 - Additionner les montants partiels G1 et G2 pour obtenir les coûts à inclure dans la garantie financière pour les études de caractérisation et les travaux de réhabilitation des terrains contaminés (Valeur G).

G = 12 357 600 $+ 340 000 $ = 12 697 600 $.

La valeur G est incluse à la garantie financière calculée pour l'ensemble des travaux de restauration du site minier (Section 6.0 du Tableau 1 de l'annexe O du plan de restauration).

GCM ENVIRO SYNERGIES

Annexe Q

Démarches d'information-consultation réalisées et prévues avec le milieu

Annexe N – Tableau synthèse des consultations liées à la restauration minière

Ce tableau présente sommairement les consultations réalisées à ce jour en lien avec les enjeux sociaux et économiques de la restauration minière. Les consultations se poursuivront tout au long du cycle de vie du projet.

Date	Lieu / format	Parties prenantes	Objectif de la rencontre	Enjeux liés à la restauration abordés	Prise en compte dans la planification de la restauration
2024-07-11	Rencontre virtuelle	Ministère des Ressources naturelles et des Forêts (MRNF) ; MELCCFP	Échanges techniques et réglementaires	Attentes réglementaires, principes de restauration, planification de l'après-mine	Intégration des exigences ministérielles et des meilleures pratiques dans l'élaboration du plan de restauration
2024-09-10	Chisasibi – événement public	Première Nation crie de Chisasibi	Information et échanges avec la communauté	Usage futur du site, sécurité à long terme, qualité de l'environnement post-fermeture, préoccupations sur la santé et le bien-être de la population	Prise en compte des attentes communautaires dans la définition des objectifs de restauration et dans l'approche de consultation continue
2025-05-23	Rencontre virtuelle	MRNF	Suivi des discussions et alignement réglementaire	Orientation générale de la restauration, conformité du plan et processus de mise à jour	Ajustement de la planification de la restauration et confirmation des orientations retenues
2022-01-09 à aujourd'hui	Divers formats	Parties prenantes locales, communautés autochtones, ministères et agences	Suivi continu du projet	L'après-mine comme préoccupation transversale : environnement, sécurité et retombées socioéconomiques	Traçabilité assurée par un registre de plus de 400 entrées servant à alimenter les mises à jour du plan de restauration