



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

Université Abderrahmane Mira de Bejaia  
Faculté de Technologie  
Département des Mines et géologie

# *Memoire de Fin d'Etudes*

En vue de l'obtention du Diplôme de Master

Option : Exploitation minière

Présenté par

**KAHENE Souleyman**

**SEBAA Salheddine**

Thème

*Projet d'extension de la carrière UMABT Sidi Ali Benyoub  
« Sidi Bel Abbès »*

Soutenu le 25/06/2015 devant le jury composé de:

Président : M<sup>r</sup>. BOUKARM R.

Examineur : M<sup>me</sup>. KAMLI O.

Promoteur : M<sup>r</sup>. MAZARI M.

*Année Universitaire: 2014-2015*

## *Remerciements*

Nous tenons tout d'abord à remercier Dieu Le Clément et Miséricordieux tout puissant de nous avoir aidé à réaliser ce modeste travail.

Nous remercions très chaleureusement notre promoteur Mr M.MAZARI qui n'a ménagé aucun effort pour que ce mémoire puisse voir le jour, nous lui exprimons notre gratitude de nous avoir dirigé, encouragé et surtout aidé afin de réaliser ce travail.

Je remercie les membres du jury, Monsieur BOUKARM et Madame KAMELI, qui ont bien voulu examiner ce travail.

Nos vifs remerciements vont, également, à tout le personnel de la carrière UMABT surtout les ingénieurs : ABD ELLAH EL HADJ Bilal, ALLOU SMAIL, ZINE LAKHDAR et MABROUK HAMZA pour leurs aides et surtout pour leurs gentillesse.

Plus précisément, nous voudrions remercier mes enseignants qui ont suivi durant notre formation universitaire.

Enfin, il nous serons difficile d'omettre de remercier tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à ce travail. Qu'ils trouvent dans ses quelques lignes l'expression de nos sincères remerciements.

## ***Dédicace***

**Ce modeste travail est l'aboutissement  
d'une longue aventure universitaire.**

**Je le dédie à mes chers parents qui m'ont toujours épaulé dans  
mes projet et mes rêves et qui n'ont jamais cessé de  
m'encourager et de me soutenir. C'est à eux que je dois ma  
réussite.**

**Je le dédie également**

**A mes frères et ma soeur**

**A toute ma famille**

**A tous les étudiants du département mines et géologie**

**A tous mes amis**

**Salheddine**

## ***Dédicace***

**Ce modeste travail est l'aboutissement  
d'une longue aventure universitaire.**

**Je le dédie à mes chers parents qui m'ont toujours épaulé  
dans mes projet et mes rêves et qui n'ont jamais cessé de  
m'encourager et de me soutenir. C'est à eux que je dois ma  
réussite.**

**Je le dédie également**

**A mon frère et mes sœurs**

**A toute ma famille**

**A tous les étudiants du département mines et géologie**

**surtout mes cher camarades : Salheddine, Rabeh,**

**Hussem S, Houssam D, Fauzi, Djalel**

**Souleyman**

# SOMMAIRE

<b>Introduction générale</b> .....	01
<b>Chapitre I : Le cadre géologie du gisement.</b>	
Introduction .....	02
I.1- Situation géographique .....	02
I.2- Géologie régional .....	03
I.2.1- La litho-stratigraphie .....	03
I.2.1.1- Le Quaternaire .....	03
I.2.1.2- Le Pliocène .....	03
I.2.1.3- Le Crétacé .....	03
I.2.1.4- Le Crétacé - Jurassique .....	04
I.3- Géologie local .....	06
I.3.1- La litho-stratigraphie du gisement .....	06
I.3.1.1- Le Jurassique .....	06
a- Le Portlandien .....	06
- Le paquet marno-calcaire .....	06
- Le paquet calcaire .....	06
b- Le Berriasien inférieur.....	06
I.3.1.2- Le Quaternaire .....	06
I.3.2- La tectonique de gisement .....	06
I.4- Hydrogéologie régional .....	07
I.5- Le climat .....	07
I.5.1- La températures et la précipitation .....	07
I.5.2- Les vents .....	08
Conclusion .....	08

## Chapitre II : Les caractéristiques du massif rocheux.

Introduction .....	09
I.1- Les Propriétés structurel d'un massif rocheux .....	09
I.1.1- Les discontinuité .....	09
I.1.1.1- Définition .....	09
I.1.1.2- Les types des discontinuités .....	10
a- Les diaclases .....	10
b- Les failles .....	10
c- La schistosité .....	10
d- Foliation .....	11
e- Fracture .....	11
f- Fissure .....	11
g- Les joints de stratification .....	11
h- Les plis .....	12
I.1.1.2- Description géométrique .....	12
I.2- Propriétés physico-mécaniques des roches .....	13
I.2.1- Propriétés physiques des roches .....	13
I.2.1.1- La masse volumique .....	13
I.2.1.2- La porosité .....	13
I.2.1.3- La teneur en eau .....	14
I.2.1.4- Le degré de saturation .....	14
I.2.1.5- Le degré de fissuration des roches .....	14
I.2.2- Propriétés mécaniques des roches .....	15
I.2.2.1- Résistance en compression .....	15
I.2.2.1- Résistance à la traction .....	15
I.2.2.2- La dureté .....	16
I.2.2.3- L'abrasivité .....	16
I.2.2.4- Densité .....	17
I.3- L'influence des discontinuités sur le tir des mines .....	17
I.5- Travaux effectués à l'échelle du périmètre .....	19

I.5.1- Travaux d'étude .....	19
I.5.2- Echantillonnage .....	19
I.5.3- Travaux de laboratoire .....	19
I.5.3.1- Les caractéristiques chimiques .....	19
I.5.3.2- Essai LOS ANGELES .....	20
I.5.3.3- Essai MICRO-DEVAL .....	20
I.5.3.5- Etude pétrographique .....	21
I.5.3.4- Résistance à la compression .....	22
Conclusion .....	23

### **Chapitre III : Les conditions technico-minièrè.**

Introduction .....	24
III.1- Régime de fonctionnement de la carrière .....	24
III.1.1- Le nombre des jours ouvrable par an .....	24
III.1.2- Le nombre des heures de travail par jour .....	24
III.1.3- Les nombre des heures de travail par mois .....	25
III.1.4- Le nombre des heures de travail par an .....	25
III.1.5- Calcul du coefficient d'utilisation .....	25
III.2- La capacité de production .....	26
III.2.1- La production annuelle .....	26
III.2.2- La production mensuelle .....	26
III.2.3- La production journalière .....	26
III.2.4- La production horaire .....	27
III.3- L'évaluation des réserves .....	28
III.3.1- Réserves géologique .....	28
III.3.2- Réserves exploitable .....	30
III.4- Techniques d'abattages adaptés pour une exploitation minièrè .....	31
III.4.1- Abattage mécanique .....	31
III.4.1.1- Sciage au fil diamanté .....	31
III.4.1.2- La dragline .....	31
III.4.1.3- Le ripage .....	31

III.4.2- Abattage à l'explosif .....	32
III.5- Durée de vie de la carrière .....	33
Conclusion .....	33

## **Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement.**

Introduction .....	34
IV.1- L'ouverture du gisement .....	34
IV.1.1- Les paramètres technologiques de piste .....	35
IV.1.1.1- La longueur de piste principale .....	35
IV.1.1.2- La largeur de la piste principale .....	36
IV.1.1.3- La pente de la piste .....	37
IV.1.1.4- L'angle du talus de la demi-tranchée .....	37
IV.1.1.5- Le volume de la demi-tranchée d'accès .....	38
IV.2- Les phases de creusement de la tranchée d'accès .....	39
IV.2.1- La phase 01 .....	39
IV.2.2- La phase 02 .....	39
IV.3- Méthode d'exploitation .....	40
IV.3.1- Généralité .....	40
IV.3.2- La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert .....	40
IV.3.2.1- Méthodes sans transport .....	40
a- Simple .....	40
b- Avec remaniement des déblais ou terrils.....	40
IV.3.2.2- Méthode avec emploi d'engins de transfert .....	41
IV.3.2.3- Méthode spéciale .....	41
IV.3.2.4- Méthode avec transport des déblais .....	41
IV.3.2.5- Méthode mixte .....	41
IV.3.3- Principaux éléments du système d'exploitation .....	42
IV.3.3.1- Le gradin .....	42
a- La hauteur du gradin .....	43
b- L'angle de talus du gradin .....	43
IV.3.3.2- La largeur d'enlevure .....	43

IV.3.3.3- Plate-forme de travail .....	44
IV.3.4- Principaux éléments du système d'exploitation .....	47
IV.3.4.1- Vitesse de déplacement du chantier .....	47
IV.3.4.2- Le temps d'extraction d'un bloc .....	48
IV.4- Forme et dimensions du bloc .....	48
Conclusion .....	49

## **Chapitre V : Travaux d'abattage à l'explosif.**

Introduction .....	50
V.1- La conception d'un plan de tir .....	50
V.1.1- Les paramètres d'un plan de tir .....	51
V.1.1.1- Diamètre des trous .....	51
V.1.1.2- L'inclinaison des trous .....	52
V.1.1.3- La ligne de moindre résistance (Banquette maximale) $W_{max}$ .....	53
a- Correction de la banquette du fait de la déviation des forages.....	54
V.1.1.4- L'espacement .....	55
V.1.1.5- L'excès de forage (sous forage) .....	56
V.1.1.6- La longueur de foration .....	56
V.1.1.7- La hauteur de la charge du pied .....	57
V.1.1.8- Charge linéaire du fond .....	57
V.1.1.9- Quantité d'explosif au pied du gradin .....	57
V.1.1.10- La hauteur du bourrage .....	58
V.1.1.11- La hauteur de la charge de colonne .....	58
V.1.1.12- Charge linéaire de colonne .....	58
V.1.1.13- Quantité d'explosif en colonne .....	59
V.1.1.14- Quantité de charge d'explosifs dans un trou .....	59
V.1.1.15- Consommation spécifique d'explosif .....	59
V.1.1.16- Volume de roche abattu par un trou .....	60
V.1.1.17- Nombre de trous forés nécessaire en une semaine .....	60
V.1.1.18- Nombre de rangées .....	61
V.1.1.19- Volume de roche abattu par deux volées .....	61

V.2- Comparaison entre les paramètres théoriques et les paramètres pratiques .....	63
V.3- Les travaux de forage .....	64
V.3.1- Les paramètres caractérisent l'engin de Foration .....	64
V.3.2- Choix de la méthode de foration .....	65
V.3.2.1- La foreuse roto-percutante .....	65
a- Sondeuses avec marteau hors du trou .....	66
b- Sondeuses avec marteau fond du trou .....	66
V.3.2.2- La foreuse à percussion .....	66
V.3.2.3- La foreuse à rotation .....	66
V.3.3- Les paramètres de la sondeuse .....	66
V.3.3.1- Le rendement de la sondeuse .....	67
V.3.3.2- Nombre de foreuses nécessaires .....	68
V.4- Les explosifs .....	69
V.4.1- Définition d'un explosif .....	69
V.4.2- Les catégories des explosifs .....	69
V.4.2.1- Les explosifs déflagrant .....	69
V.4.2.2- Les explosifs détonant .....	69
V.4.3- Les explosifs utilisés dans les carrières algériennes .....	70
V.4.3.1- Les explosifs gélatineux .....	70
V.4.3.2- Les explosifs pulvérulents .....	70
V.4.4- Les caractéristiques des explosifs utilisés dans la carrière UMABT .....	70
V.4.4.1- La Marmanit II .....	70
a- L'utilisation.....	70
V.4.4.2- L'Anfomil .....	71
a- L'utilisation.....	71
V.4.5- L'Effets des explosifs dans un massif rocheux .....	72
V.5- Les accessoires de tir .....	73
V.5.1- Les détonateurs .....	73
V.5.1.1- Les avantages des DMR .....	74
V.5.2- Cordeaux détonant .....	75

V.5.3- Fil de tir .....	75
V.5.4- Exploseur .....	75
V.6- L'amorçage .....	75
V.6.1- Définition physique du phénomène d'amorçage .....	75
V.6.2- Le type d'amorçage .....	76
V.6.2.1- L'amorçage latéral .....	76
V.6.2.1- L'amorçage ponctuel .....	77
V.6.3- L'efficacité du type d'amorçage .....	77
V.7- Le chargement .....	78
V.7.1- Le rendement de la chargeuse .....	78
V.7.2- Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion .....	80
V.8- Le transport .....	81
V.8.1- Rendement des camions .....	81
V.8.2- Nombre des camions nécessaires pour assurer la production .....	83
Conclusion .....	84
 <b>Chapitre VI : Les plans d'extension et d'exploitation de la carrière.</b>	
Introduction .....	85
VI.1- La topographie actualisée .....	85
VI.2- Le réserve de la partie non exploité .....	85
VI.3- Les réserves géologiques de la partie non exploité .....	87
VI.4- La durée de vie de cette partie de gisement .....	105
VI.5- Nombre de volé à préparer pour le tir de mine .....	105
Conclusion .....	105
<b>Conclusion générale</b> .....	106
Référence bibliographique .....	107
Annexes .....	110

## Liste des figures

<b>Figure I.1</b> : La situation géographique de la région d'étude. ....	03
<b>Figure I.2</b> : La carte géologique de la région. ....	05
<b>Figure II.1</b> : Exemple d'une diaclase. ....	10
<b>Figure II.2</b> : Exemple des failles. ....	10
<b>Figure II.3</b> : Exemple d'un plan de schistosité. ....	11
<b>Figure II.4</b> : Schéma Exemple d'une stratification. ....	11
<b>Figure II.5</b> : Exemple d'un pli. ....	12
<b>Figure II.6</b> : L'orientation d'une discontinuité. ....	12
<b>Figure II.7</b> : Principe de l'essai de compression. ....	15
<b>Figure II.8</b> : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan. ....	18
<b>Figure II.9</b> : Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe ....	18
<b>Figure III.1</b> : Les profils des coupes géologiques. ....	29
<b>Figure IV.1</b> : Schéma de la largeur de la piste. ....	37
<b>Figure IV.2</b> : Les principaux paramètres d'une tranchée d'accès. ....	38
<b>Figure IV.3</b> : Les étapes de construction de la tranchée d'accès. ....	39
<b>Figure IV.4</b> : Différentes parties d'un gradin. ....	43
<b>Figure IV.5</b> : La largeur de la plate forme de travail. ....	46
<b>Figure V.1</b> : Choix du couple diamètre-hauteur de front. ....	51
<b>Figure V.2</b> : L'effet de choc suivant l'inclinaison des trous. ....	52
<b>Figure V.3</b> : Schéma représentatif du chargement des trous ....	61
<b>Figure V.4</b> : L'effet des explosifs sur la roche. ....	73

<b>Figure V.5 : Les composants d'un DMR.</b> .....	74
<b>Figure V.6 : Amorçage latéral.</b> .....	76
<b>Figure V.7 : L'amorçage ponctuel.</b> .....	77

## Liste des tableaux

<b>Tableau I.1</b> : Les coordonnées de la carrière. ....	02
<b>Tableau I.2</b> : Evolution des températures et précipitation mensuelles pendant l'année 2001. ... .....	07
<b>Tableau I.3</b> : Evolution des vents mensuels pendant l'année 2000. ....	08
<b>Tableau II.1</b> : La classification des discontinuités en fonction de la taille d'ouverture. ....	09
<b>Tableau II.2</b> : La classification des roches en fonction de la porosité.....	14
<b>Tableau II.3</b> : L'abrasivité d'un certain type des roches. ....	17
<b>Tableau II.4</b> : Les résultats des analyses chimiques. ....	19
<b>Tableau II.5</b> : Les résultats d'un essai Los Angeles. ....	20
<b>Tableau II.6</b> : Les résultats d'un essai MICRO-DEVAL. ....	20
<b>Tableau II.7</b> : Les résultats des études pétrographique. ....	21
<b>Tableau II.8</b> : Les résultats des essais de compression. ....	22
<b>Tableau III.1</b> : Les principales caractéristiques des concasseurs utilisés dans la carrière. ....	27
<b>Tableau III.2</b> : Les réserves géologique du gisement d'étude. ....	28
<b>Tableau III.3</b> : Les réserves exploitables du gisement. ....	30
<b>Tableau IV.1</b> : Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté. ....	37
<b>Tableau IV.2</b> : Coefficient de foisonnement .....	45
<b>Tableau IV.3</b> : Les paramètres des trois premiers niveaux. ....	47
<b>Tableau IV.4</b> : La vitesse de déplacement du chantier des autres niveaux .....	47
<b>Tableau V.1</b> : La valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou. ....	54

<b>Tableau V.2 :</b> Les principaux paramètres de tir .....	63
<b>Tableau V.3 :</b> Les principales caractéristiques de l'Anfomil et de la Marmanit II. ....	71
<b>Tableau V.4 :</b> Les mesures relatives à l'excavateur .....	79
<b>Tableau V.5 :</b> Les mesures relatives au camion (STR). ....	82
<b>Tableau V.6 :</b> Les mesures relatives au camion (DUMPER). ....	82
<b>Tableau VI.1 :</b> Les réserves de la coupe AA' – BB'. ....	85
<b>Tableau VI.2 :</b> Les réserves de la coupe BB' – CC'. ....	86
<b>Tableau VI.3 :</b> Les réserves de la coupe CC' – DD'. ....	86
<b>Tableau VI.4 :</b> Les réserves géologique. ....	87

## Liste des abréviations

**U.T.M** : Universel transversal Mercator.

**IAC** : l'indice d'abrasivité Cerchar.

**CETIM** : Centre d'Etude et de service Technologique de l'Industrie des Matériaux de construction.

**L.A** : Los Angeles.

**M.D** : MICRO-DEVAL.

**UMABT** : Union Magueribine de Briques et de Tuiles.

**DMR** : Détonateur Micro- Retard.

**DER** : Détonateur Electrique Retard.

***INTRODUCTION***  
***GENERALE***

### Introduction générale

Le secteur minier constitue un composant essentiel dans le développement économique et social d'un pays. En théorie n'importe quelle quantité extraite de n'importe quel morceau de la croûte terrestre pourraient produire des différentes matières (les minéraux combustibles, les pierres de taille, les minerais de tous les métaux). Le calcaire est l'un de ces substances qui est la source principale pour la production des agrégats utilisés dans différents projets de construction.

La reconnaissance du sous-sol est une phase fondamentale dans la réussite d'un projet minier. Afin d'avoir les informations nécessaires pour les projets miniers, les entreprises minières procèdent à des campagnes de sondages (carottes). Les carottes récupérées permettent des études plus poussées en laboratoire pour déterminer les différentes lithologies, ainsi que la qualité et évaluer les réserves géologiques et exploitables du gisement objet d'étude.

Ensuite, la connaissance des caractéristiques mécano-physiques des gisements permet à partir des essais in situ ou sur des échantillons au laboratoire, de déterminer dès l'étude d'élaboration du projet, la méthode d'extraction des matériaux. Souvent l'extraction des matériaux de construction se fait par foration et tir de mine.

Pour l'exploitation d'une carrière à ciel ouvert, on distingue trois étapes essentielles des travaux miniers à savoir :

- L'ouverture du gisement qui est précédée par la préparation de la surface (débroussaillage, déboisement) avec l'assèchement du champ minier ;
- Le découpage du champ minier de la carrière et l'enlèvement des morts terrains (stériles) ;
- Les travaux d'exploitation pour l'enlèvement du minerai.

Notre travail consiste, d'une part, d'effectuer une étude bibliographique qui illustre les différentes caractéristiques des massifs rocheux, les principaux paramètres d'un plan de tir, en passant par la relation entre les caractéristiques physico-mécaniques des roches et la méthode d'exploitation la plus appropriée pour l'extraction de la matière visée par l'étude.

Et d'autre part, nous utiliserons les informations parvenues du site objet de notre étude, afin de réaliser un plan d'exploitation et d'extension de la carrière UMABT (W. Sidi Bel Abbès).

# ***CHAPITRE I***

## ***Le cadre géologique du gisement***

## Introduction

Le présent chapitre expose les résultats de recherches obtenues par les travaux d'exploration menés à l'échelle du gisement kraoula, Les investigations qui ont été réalisées à l'échelle du périmètre sont :

- Levé topographique (1/1000) et géologique (35 hectares) ;
- Coupes géologiques (06) ;
- Sondages destructifs (14) l'Annexe (1).

### I.1. Situation géographique

Le gisement de kraoula, objet de cette étude, est situé à 3 Km à l'ouest de la commune se sidi Ali Benyoub soit à 30 Km de la wilaya de Sidi Bel Abbés.

La zone d'étude est limitée au Nord par les wilayas d'Oran et de Temouchent, à l'Est par les wilayas de Saida et Mascara, au Sud par la wilaya de Naama et enfin à l'Ouest par la wilaya de Tlemcen. [1]

Les coordonnées de la carrière du calcaire est exprimées en Lambert et en U.T.M sont présentées dans le tableau suivant :

**Tableau I.1** : Les coordonnées de la carrière.

Points	U.T.M FUSEAU 30			
	A	B	C	D
<b>X (m)</b>	704400	705100	705100	704400
<b>Y (m)</b>	3869800	3869800	3869300	3869300
Points	LAMBERT (m)			
<b>X (m)</b>	184071	184769	184741	184042
<b>Y (m)</b>	189545	189504	189005	189046



Figure I.1 : La situation géographique de la région d'étude.

## I.2. Géologie régionale

### I.2.1. La litho-stratigraphie

La série stratigraphique de la région comprend les formations du Quaternaire, Pliocène, Crétacé et Jurassique.

**I.2.1.1. Le Quaternaire :** Il est largement présent dans le Nord-Ouest et le Sud-Est de la région, il est composé par des limons caillouteux avec des tufs mal consolidés, leur puissance varie entre 30 – 35 m.

**I.2.1.2. Le Pliocène :** Il affleure dans la partie Ouest où il recouvre en discordance les terrains mésozoïques. Ce sont des conglomérats de granulométrie variée. Les fragments et les galets des dimensions de quelque centimètre à 1m sont consolidés par le ciment calco-dolomitique, leur puissance atteint 40 m. [1]

**I.2.1.3. Le Crétacé :** L'Albien Supérieur cénomaniens est une formation carbonatée, définie plus à l'Est sur la feuille de Zegla et au Sud-Est à Djebel Cheuf-El-Adame. C'est une alternance de dolomies, calcaires et marnes dont l'épaisseur dépasse 40 mètres.

**I.2.1.4. Le Crétacé – Jurassique** : Ses formations sont localisées au centre et à l'ouest de la région, ou elles constituent les chaînes de Djbel Sandel et Djbel El Kreloua. Elles se décomposent en quatre séries :

- Série de Calcaires gréseux (valanginien Supérieur-Hautérivien) sa puissance est de 160 mètres;
- Série de marno-calcaires (valanginien), sa puissance est de 80 à 100 mètres ;
- Série de calcaires marneux (Portlandien-Purbeckien): Epaisseur de 200 à 260 m ;
- Série de calcaires dolomitiques (120 m) (Kimméridgien Supérieur- Portlandien). [2]

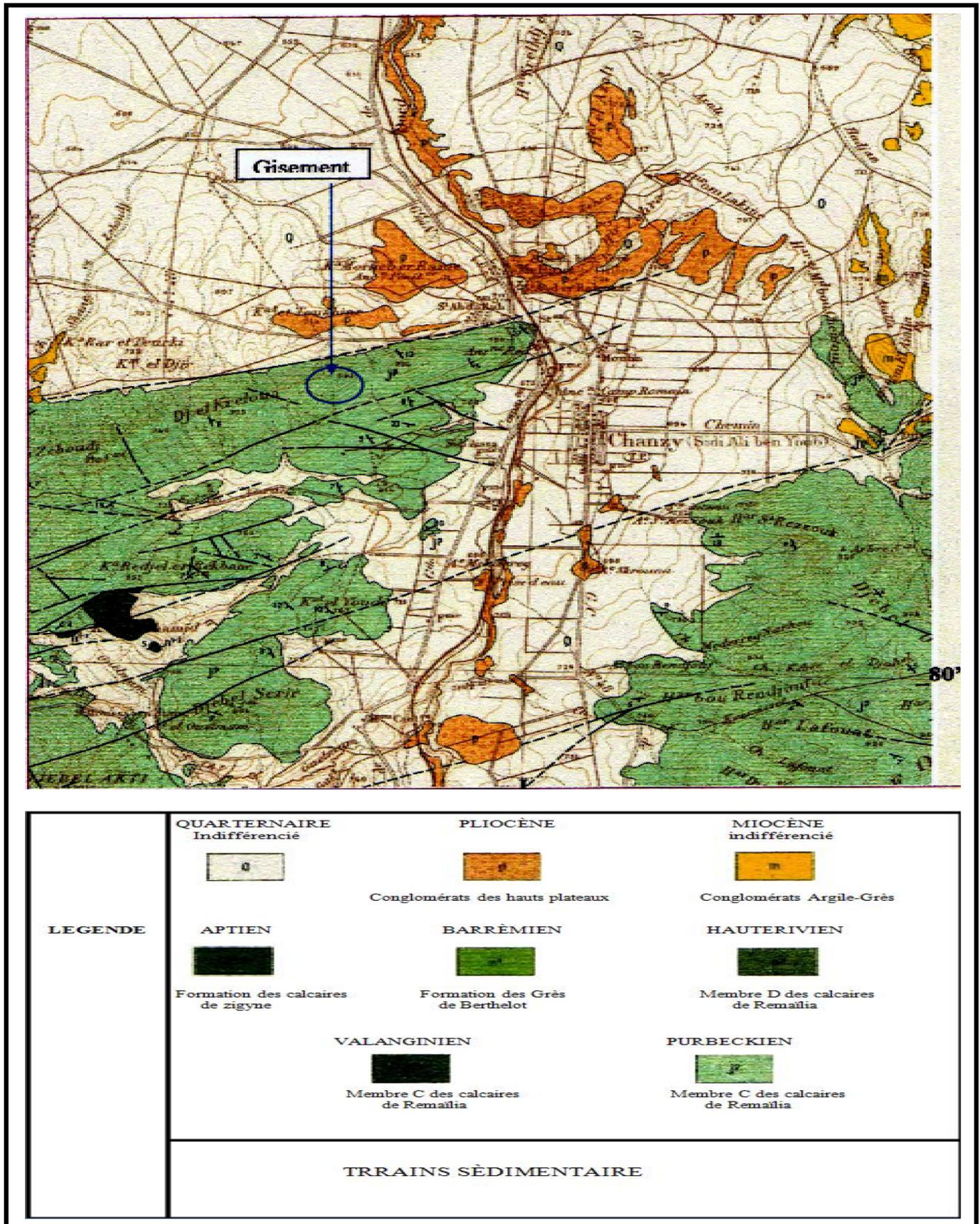


Figure I.2 : La carte géologique de la région [extrait de la carte géologique de Chanzly].

### I.3. Géologie local

#### I.3.1. Géologie du gisement

Sur la base des données des sondages destructifs et profils géologique réalisés à l'échelle du périmètre par le bureau d'étude, ainsi que les carottes des cinq sondages réalisés, on distingue la lithologie suivante :

**I.3.1.1. Le Jurassique** : Il est représenté par le Portlandien et le Berriasien inférieur.

##### a) Le Portlandien

Il comprend deux paquets lithologique : inférieur marne et supérieur calcaire.

- ❖ **Le paquet marno-calcaire** : il réunit les marnes brunes et gris foncé avec les calcaire gris, les marnes se situent généralement en bas du paquet avec une épaisseur varie de 0,1 à 0,6 m, mais à prédominance de la couche calcaire.
- ❖ **Le paquet calcaire** : il est constitué par le calcaire gris et gris foncé, parfois argileux avec des passages du calcaire gréseux de 1,3 cm. Ces calcaires sont organogènes durs. Ce paquet à une puissance de 48 m et constitue la majeure partie de l'assise utile. La puissance totale du Portlandien atteint les 85 m.

##### b) Le Berriasien inférieur

Il est représenté par des marnes brunes d'une épaisseur de 4,9 m, avec une intercalation de calcaire gris de 1,3 m. Ces calcaires constituent la partie supérieure de l'assise utile. La puissance du Berriasien est de 18 m.

**I.3.1.2. Le Quaternaire** : Le développement du Quaternaire est assez limité, il n'a été rencontré qu'au Nord du gisement. Ce sont des argiles d'éluviale et des limons caillouteux (calcaire). Leur épaisseur varie de 3 à 6 m.

#### I.3.2. La tectonique de gisement

Le style tectonique général de la région est du type cassant. Les failles sub-verticales en majorité, sont le résultat probable de déformations du socle. Elles déterminent ainsi une série de horsts et de grabens. Le pendage sur les flancs varie de 8° à 27°.

Le pli est légèrement asymétrique, son flanc Nord étant moins accentué que le flanc Sud. Il occupe la partie centrale du horst limité au Nord et au Sud par des grandes failles avec des rejets jusqu'à 250 m, les flancs de l'anticlinal présentent une série d'accidents disjonctifs

bien visible dans les tranchées, le plus grand rejet à été observé sur le banc Nord dans la zone des tranchées 5° et 7° où il atteint 5 à 6,5 m.

Dans les limites du gisement le pendage est généralement très calme, il varie de 0 à 5° et peut atteindre des fois jusqu'à 9°. [1]

#### I.4. Hydrogéologie régional

Concernant l'hydrogéologie, la région de Sidi Bel Abbès est favorisée en eau. La pluviométrie est médiocre et la précipitation ne dépasse pas les 400 mm/an, celle-ci est absorbée par les terrains perméables Oligocènes et pliocènes.

La présence des chlorures en beaucoup de points dans les marnes, cause l'abondement de la nappe qui existe en dessous.

Le réseau hydrographique est représenté par deux oueds principaux l'oued Sarno au nord et la Mekerra, les eaux de ce dernier sont dirigées essentiellement pour l'irrigation, leur débit est faible et il est renforcé par l'apport d'une série de sources qui jaillissent le long des berges, à la base des grès oligocènes et des conglomérats. [2]

#### I.5. Le climat

La majeure partie de la wilaya est caractérisée par un climat semi-continental avec des étés très chauds et des hivers froids, le printemps et l'automne ayant une durée courte. La plaine de Sidi Bel Abbès où se situe le gisement objet de l'étude est caractérisé par des hivers frais et des étés chauds.

##### I.5.1. La températures et la précipitation

Les températures moyennes (année 2001) varient de 10° en hiver et de 25° en été. Concernant les précipitations, celles-ci varient entre 200 mm/an pour les zones steppiques de sud, et de 400 mm/an pour les autres régions.

**Tableau I.2 :** Evolution des températures et précipitation mensuelles pendant l'année 2001 (Station Météorologique de Sidi Bel Abbès).

	janv	fevr	mars	avril	mai	juin	juil	août	sept	oct	nov	dec
Moyenne temp (°C)	5°	8°	12°	14°	17°	21°	28°	30°	27°	24°	18°	9°
Moyenne precip(mm)	30	38	46	48	38	13	3	5	10	33	38	46

### I.5.2. Les vents

Les données du vent enregistrées à la station météorologique de Sidi Bel Abbès indiquent que les directions dominantes des vents applicables au site sont de Nord-Ouest. L'hiver est caractérisé par des vents du Nord-Est, et l'été par des vents du Sud-Ouest.

**Tableau I.3 :** Evolution des vents mensuels pendant l'année 2000 (Station Météorologique de Sidi Bel Abbès).

	jan	fev	mars	avril	mai	juin	juil	aout	sept	oct	nov	dec
Moyenne vent (m/s)	0.7	0.7	1.2	3.1	1.5	1.9	1.6	1.6	1.7	1.7	2.2	2.8

### Conclusion

D'après les informations présente ci-dessus, on peut constater que le profil géologique de la zone étudié représente une stratification hétérogène, qui comprend essentiellement des couches d'argile, de marne et de calcaire.

Selon la tectonique du gisement, on voit qu'il y a des fissures remarquables au niveau du massif rocheux, ce dernier admet des inclinaisons des couches dans les différentes parties du gisement.

## ***CHAPITRE II***

### ***Les caractéristiques du massif rocheux***

## Introduction

Les comportements mécaniques et hydrauliques des massifs rocheux sont fortement liés aux réseaux de fracturation qui les affectent. L'analyse géométrique et mécanique des différents réseaux de fractures est donc indispensable pour toute étude de stabilité ou d'écoulement dans un milieu fissuré. [3]

### II.1. Les Propriétés structurel d'un massif rocheux

#### II.1.1. Les discontinuité

**II.1.1.1. Définition :** On définit une discontinuité dans un massif rocheux par une surface qui interrompt la continuité physique du milieu sain, et qui ayant une résistance en tension négligeable dans une roche. [3], [4]

**Tableau II.1 :** La classification des discontinuités en fonction de la taille d'ouverture. [4]

Ouverture (mm)	classification
< 0,1	Très étroite
0,1 – 0,25	Etroite
0,25 – 0,5	Parallèlement ouverte
0,5 – 2,5	Ouverte
2,5 – 10	Moyennement large
> 10	Large

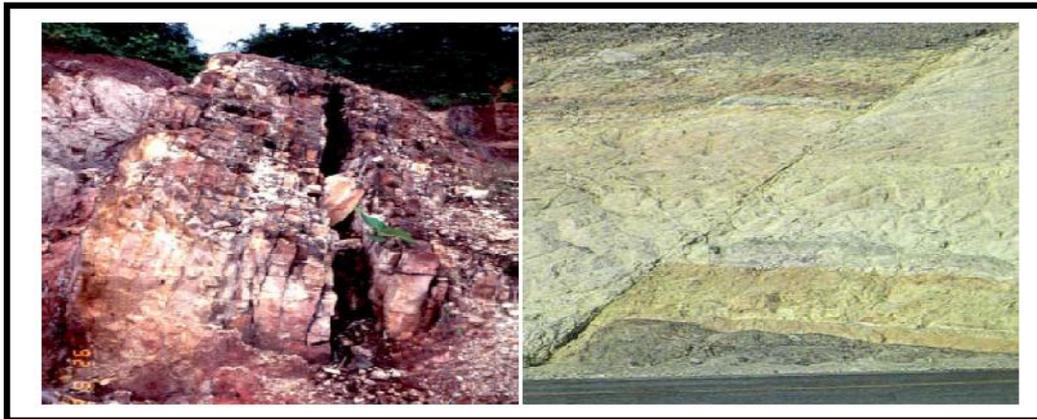
**II.1.1.2. Les types des discontinuités :** Les discontinuités peuvent être de diverse nature. Généralement on distingue :

- a) **Les diaclases :** Ce sont des fractures de la roche, issues d'une rupture par compression, traction ou cisaillement liée aux mouvements tectoniques. Les deux parties de la roche qui se sont constituées n'ont cependant pas bougé ; [5]



**Figure II.1 :** Exemple d'une diaclase. [6]

- b) **Les failles :** Elles résultent de la rupture d'une zone du massif qui a subi un grand effort de cisaillement. Elles représentent ainsi des discontinuités séparant deux grandes entités du massif. Elles sont caractérisées par une grande extension et souvent un remplissage de matériau broyé et altéré, parfois des recristallisations. Leur longueur varie d'une dizaine de centimètres à plusieurs centaines de kilomètres ; [3]



**Figure II.2:** L'exemple des failles. [9]

- c) **La schistosité :** Dans les roches métamorphiques, la forte compression a perturbé et transformé l'organisation des minéraux internes. Ceux-ci se sont alignés selon une direction orthogonale à la compression et ont entraîné la formation de plans de rupture préférentiels. L'ardoise, qui est fendue selon cette schistosité, en est une bonne illustration ; [5]



Figure II.3 : Exemple d'un plan de schistosité. [6]

- d) **Foliation** : différenciation pétrographique entre des lits formant ainsi des feuilletés généralement soudés les uns aux autres, mais pouvant engendrer des fractures (exemple : gneiss à lits quartzo-feldspathiques et lits micacés) ; [7]
- e) **Fracture** : Elle est définie comme étant une cassure discrète dans une roche qui n'est pas parallèle avec une structure visible ;
- f) **Fissure** : Elle est définie comme une discontinuité divisant un matériau continu sans séparation des unités géologique du matériau ; [8]
- g) **Les joints de stratification** : Sont créés par une discontinuité dans le processus de formation sédimentaire. L'extension des joints stratigraphiques est grande et leur ondulation est faible. [10]



Figure II.4 : Exemple d'une stratification. [6]

- h) **Les plis** : Le pli est le résultat de la flexion d'une strate rocheuse sous l'effet d'une force tectonique ou d'un mouvement.



Figure II.5 : Exemple d'un pli. [10]

**II.1.1.3. Description géométrique** : L'orientation du plan moyen d'une discontinuité est décrite par deux angles, un pendage et un azimuth, définis respectivement par rapport à l'horizontale et au nord.

Le pendage est l'inclinaison de la ligne de plus grande pente. Il est mesuré dans un plan vertical, à l'aide d'un clinomètre. Il est compris entre  $0^\circ$  (pour un plan horizontal) et  $90^\circ$  (pour un plan vertical). On appelle vecteur pendage, le vecteur unitaire porté par la ligne de plus grande pente et dirigé vers le bas.

Pour définir complètement l'orientation d'un plan, il faut un deuxième angle, qui est mesuré dans le plan horizontal, par rapport au nord, à l'aide d'une boussole. Selon la méthode utilisée, cet angle, appelé azimuth, est défini par le vecteur pendage ou par les courbes de niveau du plan. [7]

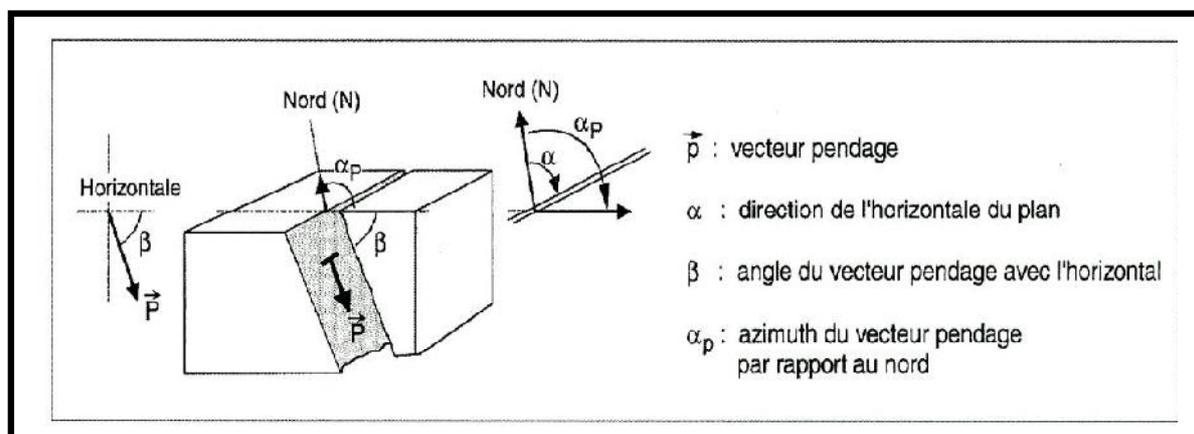


Figure II.6 : L'orientation d'une discontinuité. [7]

Dans notre cas d'étude, le massif rocheux est présenté sous forme de couches stratifiées les un sur les autres, avec une certain inclinaison remarque surtout dans les plus haut niveaux d'exploitation.

Le pli est légèrement asymétrique, son flanc Nord étant moins accentué que le flanc Sud.

## II.2. Propriétés physico-mécaniques des roches

### II.2.1. Propriétés physiques des roches

**II.2.1.1. La masse volumique :** C'est la masse de l'unité de volume de la roche ( $\text{g/cm}^3$ ). Suivant l'état du matériau, on définit :  $\rho_s$  la masse volumique absolue ou masse volumique du solide,  $\rho_h$  la masse volumique naturelle,  $\rho_d$  la masse volumique sèche et  $\rho_{\text{sat}}$  la masse volumique saturée.

$$\rho_s = \frac{M_s}{V_s} ; \rho_d = \frac{M_s}{V_t} ; \rho_h = \frac{M_h}{V_t} ; \rho_{\text{sat}} = \frac{M_{\text{sat}}}{V_t}$$

Avec :

$M_s$  : La masse du matériau sec (g) ;

$V_s$  : Le volume des grains après broyage ( $\text{cm}^3$ ) ;

$V_t$  : Le volume de l'échantillon ( $\text{cm}^3$ ) ;

$M_h$  : La masse naturelle (g) ;

$M_{\text{sat}}$  : La masse de l'échantillon saturée (g). [11]

**II.2.1.2. La porosité :** La porosité traduit la faculté d'un sol à stocker un fluide (air, eau) dans ses interstices, également appelés pores. Elle ne dépend pas essentiellement de la taille des grains mais surtout de leur agencement. Elle est définie comme étant le rapport du volume des vides au volume total, La détermination de la porosité se donne par la formule suivante :

$$P = \frac{V_v}{V_t} \times 100$$

Avec :

$V_v$  : Le volume du vide ( $\text{m}^3$ ) ;

$V_t$  : Le volume total ( $\text{m}^3$ ).

La porosité varie de quelque % à plus de 40 % dans les roches sédimentaires, dans les roches magmatiques, elle est plus faible, souvent inférieure à 1 %.

Les essais géotechniques au laboratoire militaire de Canada ont porté une classification des roches selon leur porosité comme suivant :

**Tableau II.2 :** La classification des roches en fonction de la porosité. [12]

La porosité (%)	La classe de la roche
$0 < p < 5$	Roches de faible porosité
$5 < p < 10$	Roches de porosité moyenne
$10 < p < 20$	Roches de porosité élevée
$p > 20$	Roches de grande porosité

**II.2.1.3. La teneur en eau :** est définie par le rapport de la masse d'eau à la masse solide de la roche. Elle s'exprime en pourcents, et facilement mesurable au laboratoire.

$$W = \frac{M_w}{M_s} \times 100$$

Avec :

$M_w$  : La masse d'eau (g) ;

$M_s$  : La masse du matériau sec (g).

**II.2.1.4. Le degré de saturation :** il est défini comme le rapport du volume de l'eau au volume des vides. Il s'exprime en pourcent.

$$S = \frac{V_w}{V_v} \times 100$$

Avec :

$V_w$  : le volume de l'eau dans la roche ( $m^3$ ) ;

$V_v$  : le volume du vide ( $m^3$ ). [12]

**II.2.1.5. Le degré de fissuration des roches :** Les fissures ou les discontinuités sont la clef du comportement des roches et des massifs rocheux. On peut les définir comme des vides plats dont le rapport de l'épaisseur à la longueur est de l'ordre de  $10^{-3}$ . Sous l'effet des charges, ces fissures se referment progressivement, ce qui accompagner par un changement de la géométrie. [13]

L'indice de fissuration est égal à la distance moyenne entre les fissures :

$$l_d = \frac{L}{n}$$

L : longueur de la partie étudiée du massif (m).

n : nombre de fissures sur la partie mesurée.

## II.2.2. Propriétés mécaniques des roches

**II.2.2.1. Résistance en compression** : La résistance en compression est la résistance qu'oppose une roche à la rupture lorsqu'elle est soumise à une sollicitation de compression. Elle est définie par la résistance en compression qui correspond à la contrainte normale maximale supportée par la roche. [14]

$$\sigma_c = \frac{F}{A}$$

F : La force normale (N) ;

A : L'aire d'une section de l'éprouvette (m<sup>2</sup>).

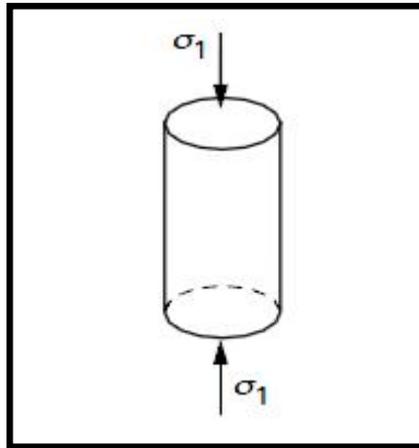


Figure II.7 : Principe de l'essai de compression.

**II.2.2.2. Résistance à la traction** : La résistance à la traction est la résistance qu'oppose une roche à la rupture lorsqu'elle est soumise à une sollicitation de tension. L'essai brésilien permet de mesurer de façon indirecte la résistance à la traction de la roche. Son principe est de mettre sous contrainte de tension une carotte de roche par application d'une force de compression suivant son diamètre. La résistance à la traction de la roche testée se calcule comme suit : [11]

$$R_t = \frac{2 \times P}{\pi \times D \times L}$$

Tel que :

R<sub>t</sub> : Résistance à la traction ;

P : Charge à la rupture ;

D : Diamètre de l'éprouvette ;

L: Longueur de l'éprouvette.

On peut déterminer la résistance à la traction en fonction de la résistance à la compression, par la relation suivante :

$$R_t = (0,08 \div 0,12) \times R_c$$

$R_c$  : La résistance à la compression ( $\text{kgf/cm}^2$ ).

Dans notre cas :  $R_c = 132,21 \text{ Mpa} = 1305,13 \text{ kgf/cm}^2$

$$R_t = (0,08 \div 0,12) \times 1305,13$$

$$R_t = 104,41 \text{ à } 156,62 \text{ kgf/cm}^2$$

On prend la moyenne entre les deux valeurs, donc :

$$\boxed{R_t = 130,52 \text{ kgf/cm}^2}$$

**II.2.2.3. La dureté :** La dureté est la caractéristique d'un matériau à résister à une déformation permanente. La dureté de la roche dépend de plusieurs facteurs, y compris la composition minérale et la densité. [10]

La relation qui donne la dureté de la roche est celle du professeur PROTODIAKONOV est la suivante :

$$f = \frac{R_c}{100}$$

AN :

$$f = \frac{1305,21}{100}$$

$$\boxed{f = 13.05}$$

**II.2.2.4. L'abrasivité :** L'abrasivité mesure l'abrasion de la roche par rapport à d'autres matériaux, ex. acier. L'abrasivité est fortement influencée par le pourcentage de quartz dans la roche. Une forte teneur en quartz entraîne une plus grande abrasivité. L'abrasivité est mesurée par des essais, ex. l'essai de Cerchar qui donne l'indice d'abrasivité Cerchar (IAC).

Tableau II.3 : L'abrasivité d'un certain type des roches. [10]

La roche	L'abrasivité
Quartzite	4,3 – 5,9
Ardoise	2,3 – 4,2
Gneiss	3,5 – 5,3
<b>Calcaire</b>	<b>1,0 – 2,5</b>
Schiste argileux	0,6 – 1,8
Grès	1.5 – 3,5/ 2.8 – 4.2
Basalte	2,0 – 3,5
Andésite	2,7 – 3,8
Diorite	4,2 – 5,0
Granite	4,5 – 5,3

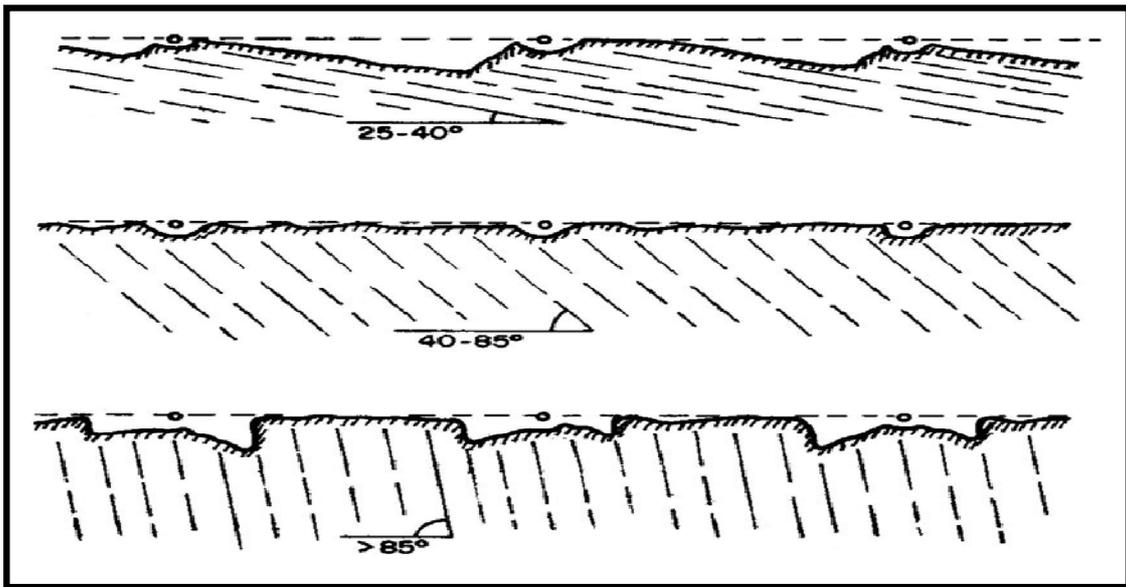
**II.2.2.5. Densité :** La densité c'est le rapport de la masse d'un certain volume d'un corps ou d'un échantillon, à celle du même volume d'eau. La densité s'exprime en  $\text{g/cm}^3$  ou  $\text{t/m}^3$  et dépend de la composition chimique ainsi que de la structure. [15]

### II.3. L'influence des discontinuités sur le tir des mines

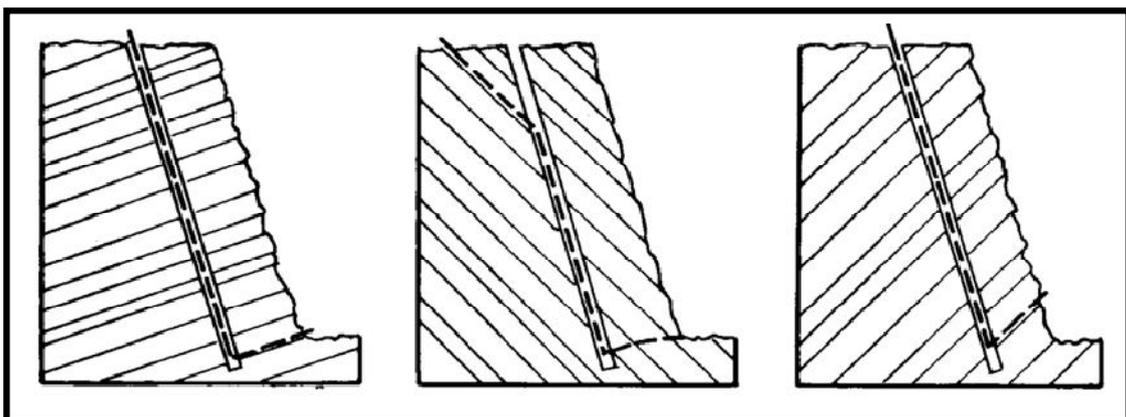
C'est un fait bien connu que l'efficacité du tir est affectée par les discontinuités structurales y compris failles, joints et autres. Des résultats expérimentaux montrent que l'efficacité du tir est plus influencée par les discontinuités structurales que par les propriétés de l'explosif, on peut dire que :

- ◆ Les discontinuités engendrent la réflexion des ondes de contraintes qui agissent conjointement avec celles créées par la charge. Ceci entraîne la concentration des contraintes et par conséquent une meilleure fragmentation dans la zone, par contre, la zone qui se trouve de l'autre côté de la discontinuité tend à être moins fragmentée ;[16]
- ◆ Les gaz générés par l'explosion s'échappent par les discontinuités lorsque celles-ci sont ouvertes. Cela s'accompagne d'un abaissement rapide de la pression de sorte que l'énergie de gaz perde son efficacité. Généralement, une mauvaise fragmentation et un médiocre déplacement du tas en résultent.
- ◆ La blocométrie du massif doit être prise en compte pour la conception du tir, elle influe sur la géométrie du tir (choix de la maille, espacement entre trous) et de l'énergie explosive à mettre en jeu en fonction des objectifs du tir (granulats, roches ornementales, travaux souterrains, etc.) ; [17]

- ◆ Le pourcentage de fines obtenu après tir augmente avec la résistance en traction  $R_t$  de la roche intacte ;
- ◆ L'orientation des jeux de discontinuités par rapport à l'orientation du gradin et des charges a une influence à la fois sur la portée et sur les formes d'arrachement observées après tir dans les plans horizontal (Figure II.6) et vertical (Figure II.7). [18]



**Figure II.8:** Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en plan [18].



**Figure II.9:** Formes d'arrachement produites en fonction de l'orientation des plans de discontinuité dans le massif, vue en coupe. [18]

## II.4. Travaux effectués à l'échelle du périmètre

### II.4.1. Travaux d'étude

Le gisement de calcaire de Sidi Ali Benyoub a été étudié en surface par itinéraire géologique de direction Est-Ouest.

Quatorze sondages numérotés de 1 jusqu'à 14 ont été réalisés à la foreuse. Ces derniers nous ont permis d'établir six coupes de direction Est-Ouest.

### II.4.2. Echantillonnage

Tous les profils géologiques réalisés ont fait l'objet d'un échantillonnage continu suivant la direction des profils, dont l'intervalle d'échantillonnage est choisi en fonction de la lithologie du gisement.

### II.4.3. Travaux de laboratoire

Ces travaux qui sont réalisés au niveau de laboratoire CETIM, comporte tous les essais qui doivent être effectués sur les échantillons, pour savoir si on peut utiliser le produit de gisement de Sidi Ali Benyoub dans le revêtement routier et dans les bétons hydraulique.

Parmi les travaux :

- ◆ Analyse chimique complètes ;
- ◆ Résistance au choc : essai de Los Angeles ;
- ◆ Résistance à l'usure : essai de Micro-Deval ;
- ◆ Résistance à la compression ;
- ◆ Etude pétrographique.

#### II.4.3.1. Les caractéristiques chimiques :

Tableau II.4 : Les résultats des analyses chimiques. [1]

N° Echantillon	Teneur %								
	SiO <sub>2</sub> (%)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	CaO (%)	MgO (%)	SO <sub>3</sub> (%)	K <sub>2</sub> O (%)	Na <sub>2</sub> O (%)	P.F (%)
Echantillon 01	1,86	0,54	0,46	52,92	1,08	0,17	0,14	0,01	42,77
Echantillon 09	1,81	0,51	0,36	53,25	0,93	0,12	0,14	0,01	41,82
Echantillon 15	2,57	0,69	0,39	52,57	0,71	0,16	0,27	0,02	42,42

**II.4.3.2. Essai LOS ANGELES** : L'essai Los Angeles sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyant composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier. On mesure le pourcentage des fines inférieures à 1,6 mm produites après un certain temps de broyage. Le coefficient L.A est donné par :

$$L_A = \frac{m}{M} \times 100$$

Avec :

m : masse des particules fines ( $m \leq 1,6$  mm) ;

M : masse de l'échantillon (prise d'essai).

La résistance aux chocs des gravillons a été testée par l'essai Los Angeles (LA) d'après la norme (NFP 18-573). Les résultats effectués sur trois échantillons sont dressés dans le tableau suivant :

**Tableau II.5** : Les résultats d'un essai Los Angeles. [1]

N° Echantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale (g)	Coef Los Angeles (%)
<b>Echantillon 02</b>	10/25	5000,0	3838,0	23,24
<b>Echantillon 06</b>	10/25	5000,0	3701,0	25,98
<b>Echantillon 13</b>	10/25	5000,0	3812,0	23,76

**II.4.3.3. Essai MICRO-DEVAL** : Cet essai permet de mesurer la résistance à l'usure par frottements entre les granulats et une charge abrasive. Il consiste à placer un échantillon de granulats dans un cylindre métallique tournant à une vitesse de 100 tours/min pendant deux heures de temps. Cette durée dépend de la machine utilisée et des charges abrasives ; le principe de l'essai est de mesurer les éléments inférieurs à 1.6 mm produits par fragmentation due aux charges abrasives et par frottement dans la machine M.D. [19]

La résistance à l'usure des gravillons a été appréciée par l'essai Micro-Deval (humide) M.D d'après la norme (NFP 18-572) :

**Tableau II.6** : Les résultats d'un essai MICRO-DEVAL. [1]

N° Echantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale (g)	Micro-Deval (%)
<b>Echantillon 02</b>	6,3/25	500,0	427,0	14,60
<b>Echantillon 06</b>	6,3/25	500,0	402,0	19,60
<b>Echantillon 13</b>	6,3/25	500,0	416,0	16,80

**II.4.3.4. Etude pétrographique :** La pétrographie est une des Sciences de la Terre qui s'intéresse à la description et à la classification des roches. Il existe deux méthodes d'identification en pétrographie :

#### Méthodes descriptives

Elles se basent sur :

- ◆ L'identification des minéraux dans les roches ;
- ◆ La détermination de la proportion des minéraux dans les roches ;
- ◆ La détermination de la structure et la texture des roches.

#### Méthodes géochimiques

Elles consistent à déterminer à l'aide de différents instruments analytiques la composition chimique de la roche. [20]

**Tableau II.7 :** Les résultats des analyses pétrographiques. [1]

N° d'échantillon	La composition minéralogique	Le pourcentage (%)	Type de formation
Echantillon 17	Calcaire	96	Roche sédimentaire
	Oxyde de fer	< 0,1	
	Dolomite	03	
	Quartz	01	

**II.4.3.5. Résistance à la compression :****Tableau II.8 :** Les résultats des essais de compression.

Code de l'échantillon	Format (cm)	Masse (g)	Résistance en compression simple		
			Force (KN)	Contrainte (Mpa)	Moyenne (Mpa)
CA06.02566	5*5*5	346,3	195,76	78,3	119,1
	5*5*5	352,2	392,65	157,1	
	5*5*5	353,2	304,91	122,0	
CA06.02567	5*5*5	348,8	223,36	89,3	78,9
	5*5*5	342,7	186,59	74,6	
	5*5*5	342,5	182,13	72,9	
CA06.02568	5*5*5	358,3	429,75	171,9	179,5
	5*5*5	354,0	476,43	190,6	
	5*5*5	354,0	439,81	175,9	
CA06.02569	5*5*5	352,3	469,59	187,8	162,3
	5*5*5	350,7	373,45	149,4	
	5*5*5	354,8	374,05	149,6	
CA06.02570	5*5*5	359,9	372,00	148,8	155,1
	5*5*5	356,7	359,31	143,7	
	5*5*5	358,5	432,07	172,8	
CA06.02571	5*5*5	357,5	313,04	125,2	139,4
	5*5*5	354,5	392,75	157,1	
	5*5*5	353,1	339,69	135,9	
CA06.02572	5*5*5	359,2	214,39	85,8	114,2
	5*5*5	350,8	349,99	140,0	
	5*5*5	352,5	292,15	116,9	
CA06.02573	5*5*5	353,7	206,72	82,7	102,4
	5*5*5	347,0	236,13	94,5	
	5*5*5	348,1	324,87	130,0	
CA06.02574	5*5*5	354,2	276,73	110,7	130,7
	5*5*5	353,9	370,14	148,1	
	5*5*5	353,8	333,19	133,3	
CA06.02575	5*5*5	356,1	360,07	144,0	140,5
	5*5*5	348,0	352,16	140,9	
	5*5*5	350,2	341,66	136,7	

**Conclusion**

Suite aux différents travaux exécutés au niveau du site d'étude, on remarque que le gisement présente une teneur important du calcaire, avec une proportion faible des certains éléments comme Dioxyde de silicium ( $\text{SiO}_2$ ), L'alumine ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), Oxyde de potassium ( $\text{K}_2\text{O}$ ).

La résistance à la compression est assez élevée et convenable. Le LOS ANGELES est stable, inférieur à 40%. Le MICRO DEVAL humide est inférieure à 35%.

D'après tous les résultats obtenus, on peut dire que le calcaire du site d'étude conçus à être utilisé en qualité des granulats dans la confection des bétons et les différentes travaux de génie civil suivant les normes (NFP 18-572) et (NFP 18-573).

# ***CHAPITRE III***

## ***Les conditions technico- minières***

## Introduction

Le but de la prospection détaillée est de déterminer les réserves géologiques et les réserves exploitables d'un gisement donné. Dans ce processus, on précise également les caractéristiques physico-mécaniques de la roche à extraire. On détermine, avec une précision suffisante sa puissance sur l'ensemble du gisement, on effectue l'échantillonnage détaillé et une subdivision du minerai suivant la qualité. De plus, les caractéristiques qualitatives sont données conformément aux conditions exigées par l'industrie pour un produit naturel brut; on détermine les conditions minières techniques de l'exploitation des gisements. [21]

### III.1. Régime de fonctionnement de la carrière

#### III.1.1. Le nombre des jours ouvrable par an

$$N_{j/an} = 12 \times N_{j/m}$$

Tel que :

$N_{j/an}$  : Le nombre des jours ouvrable par an.

$N_{j/m}$  : Le nombre des jours ouvrable par mois.

AN :

$$N_{j/an} = 12 \times 26$$

$$N_{j/an} = 312 \text{ j/an}$$

#### III.1.2. Le nombre des heures de travail par jour

$$N_{h/j} = N_{p/j} \times T_p$$

Tel que :

$N_{h/j}$  : Le nombre des heures de travail par jour.

$N_{p/j}$  : Le nombre des postes par jour.

$T_p$  : La durée d'un poste.

AN :

$$N_{h/j} = 2 \times 8$$

$$N_{h/j} = 16h$$

**III.1.3. Les nombre des heurs de travail par mois**

$$N_{h/m} = N_{h/j} \times N_{j/m}$$

Tel que :

$N_{j/m}$  : Le nombre des jours ouvrable par mois.

AN :

$$N_{h/m} = 16 \times 26$$

$$\mathbf{N_{h/m} = 416h}$$

**III.1.4. Le nombre des heurs de travail par an**

$$N_{h/an} = N_{h/m} \times 12$$

AN :

$$N_{h/an} = 416 \times 12$$

$$\mathbf{N_{h/an} = 4992}$$

**III.1.5. Calcul du coefficient d'utilisation**

$$K_u = \frac{T_r}{T_p}$$

Tel que :

$T_p$  : La durée d'un poste.

$T_r$  : Le temps réel (on prend  $T_r = 7h$ ).

$$K_u = \frac{7}{8}$$

$$\mathbf{K_u = 0,87}$$

## III.2. La capacité de production

### III.2.1. La production annuelle

L'objectif visé par l'entreprise est d'atteindre une production annuelle en agrégat égale à 1 800 000 t/an.

### III.2.2. La production mensuelle

$$P_m = \frac{P_a}{N_{m/a}}$$

Tel que :

$N_{m/a}$  : Le nombre de mois ouvrables par an, qui est égal à 12 mois.

AN :

$$P_m = \frac{1\,800\,000}{12}$$

$$P_m = 150\,000 \text{ t/mois}$$

### III.2.3. La production journalière

La production journalière ( $P_j$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$P_j = \frac{P_a}{N_{j/a}}$$

Tel que :

$N_{j/a}$  : Nombre des jours ouvrables par an.

Donc :

$$P_j = \frac{1\,800\,000}{312}$$

$$P_j = 5769,23 \text{ t/jour}$$

### III.2.4. La production horaire

La production horaire ( $P_h$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$P_h = \frac{P_a}{N_{h/j} \times N_{j/a}}$$

Tel que :

$N_{h/j}$  : Nombre d'heures ouvrables par jour.

$N_{j/a}$  : Nombre des jours ouvrables par an.

$$P_h = \frac{1\,800\,000}{16 \times 312}$$

$$P_h = 360,57 \text{ t/h}$$

Afin d'arriver à la production annuelle de 1800000 t/an, l'entreprise a installée deux concasseurs à mâchoires qu'ont les caractéristiques suivants :

**Tableau III.1** : Les principaux caractéristiques des concasseurs utilisés dans la carrière.

	Débit (t/h)	Rendement (%)	L'ouverture d'alimentation (mm)	Vitesse de l'arbre excentrique (r/min)	Puissance du moteur (KW)	Poids totale (t)
<b>1<sup>er</sup> concasseur</b>	312 – 342	80	1000 – 1200	200	110	55
<b>2<sup>eme</sup> concasseur</b>	100 – 150	80	750 – 1060	250	110	29

### III.3. L'évaluation des réserves

La détermination de la quantité du minerai dans un gisement à partir des travaux de prospection (sondage), s'appelle l'évaluation des réserves. La méthode générale d'évaluation des réserves consiste à diviser la surface du gisement en secteurs qui ressemblent à tel ou tel corps géométrique, à multiplier la surface de ce secteur par la puissance de son gisement, puis par le poids spécifique du minerai pour obtenir le poids des réserves en tonnes.

#### III.3.1. Réserves géologique

L'estimation des réserves a été effectuée à l'aide d'une méthode dite des coupes géologique.

Les formules adaptées pour calculer les réserves sont les suivantes :

Si :  $(S_i - S_{i+1})/S_i < 40\%$  :

$$T = \frac{S_1 + S_2}{2} \times L \times \gamma$$

Si le contraire :

$$T = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \times S_2}}{3} \times L \times \gamma$$

Avec :

$S_1, S_2$  : Sont respectivement la surface de la coupe  $i$  et  $i+1$  (m).

$L$  : La distance entre deux profile (m) ;

$\rho$  : La masse volumique du bloc ( $m^3$ ).

**Tableau III.2** : Les réserves géologique du gisement d'étude.

N° du bloc	Les coupes	Surface des sections ( $m^2$ )	Distance entre les profils $L$ (m)	Volume du bloc ( $m^3$ )	La masse volumique $\rho$ ( $t/m^3$ )	Tonnage (T)
Bloc 1	A-A'	100270,29	100	9320617	2,6	24233604,2
	B-B'	86142,05			2,6	
Bloc 2	B-B'	86142,05	100	7763355,5	2,6	20184724,3
	C-C'	69125,06			2,6	
Bloc 3	C-C'	69125,06	100	5691180	2,6	14797068
	D-D'	44698,54			2,6	
Bloc 4	D-D'	44698,54	100	3188277	2,6	8289520,2
	E-E'	19067,00			2,6	
Bloc 5	E-E'	19067,00	100	1221620	2,6	3176212
	F-F'	5365,40			2,6	
<b>Total</b>				<b>27185049,5</b>		<b>70681128,7</b>

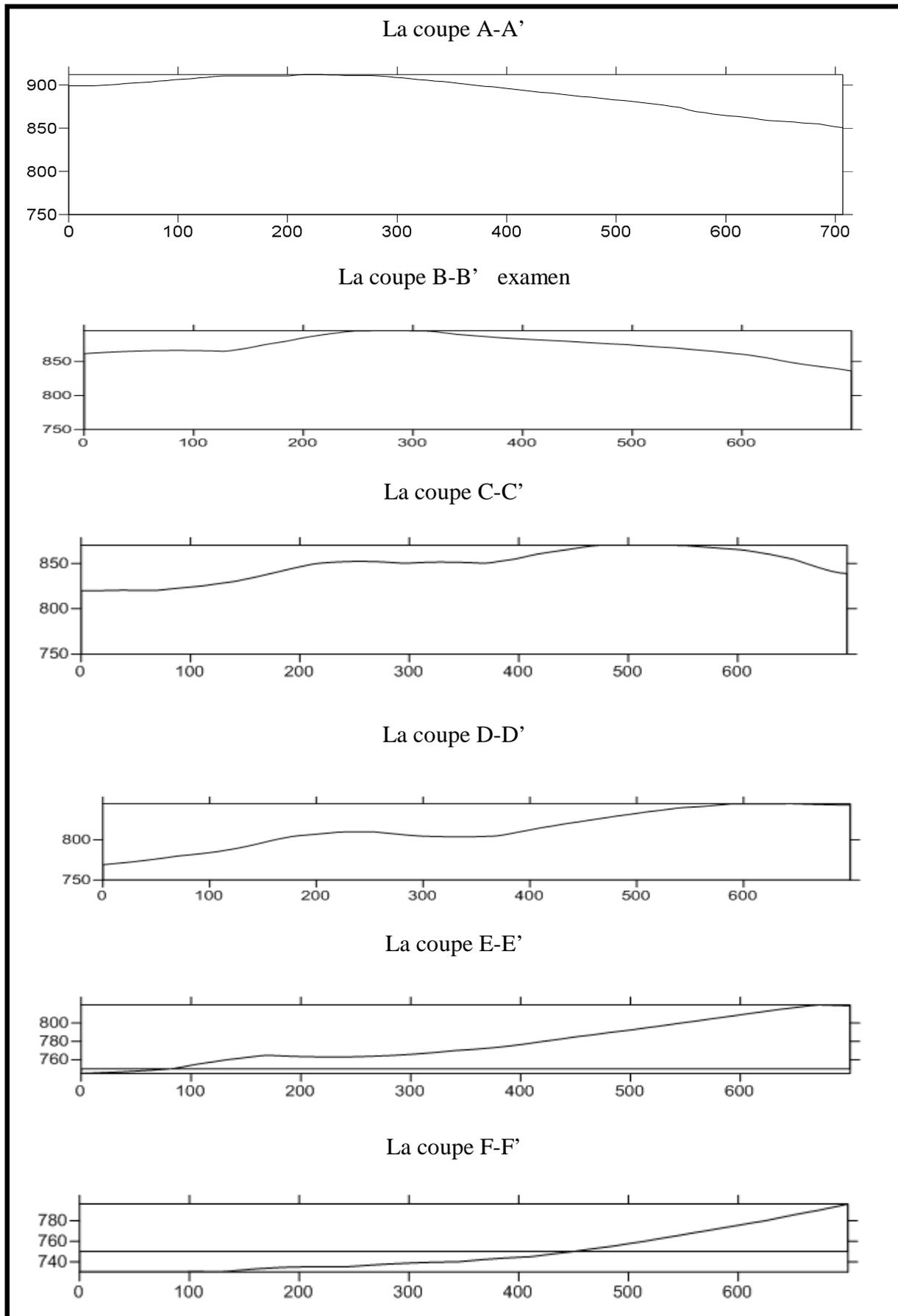


Figure III.1 : Les profils des coupes géologiques.

## III.3.2. Réserves exploitable

Tableau III.3 : Les réserves exploitables du gisement.

Niveau d'exploitation	Volume du bloc à exploiter (m <sup>3</sup> )	La masse $\rho$ volumique (t/m <sup>3</sup> )	Tonnage (T)
900 – 885	559248,3	2,6	1454045,58
885 – 870	1154058,3	2,6	3000551,58
870 – 855	1638842,7	2,6	4260991,02
855 – 840	2083917,75	2,6	5418186,15
840 – 825	2312840,25	2,6	6013384,65
825 – 810	2508054	2,6	6520940,4
810 – 795	2720429,7	2,6	7073117,22
795 – 780	2948058,6	2,6	7664952,36
780 – 765	3218415,75	2,6	8367880,95
765 – 750	3346481,85	2,6	8700852,81
<b>Totale</b>	<b>22490347,2</b>		<b>58474902,72</b>

Les plans d'exploitation de la carrière sont représentés dans l'Annexe (2).

### III.4. Techniques d'abattages adaptés pour une exploitation minières

L'abattage est le processus d'arrachement de la roche et sa réduction en morceau. Il peut être effectué par explosif ou bien par moyen mécanique, le choix de la méthode d'abattage dépend des facteurs suivants:

- Du type de roches, et leur état naturel ;
- Des propriétés physico-mécaniques et technologiques des roches ;
- De la productivité de l'entreprise minière ;
- Des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait. [22]

#### III.4.1. Abattage mécanique

Pour fragmenter « mécaniquement » une roche, il faut utiliser un outil de coupe beaucoup plus dur qu'elle. Parmi les techniques utilisées à ciel ouvert, on distingue :

**III.4.1.1. Sciage au fil diamanté :** La méthode est utilisée pour le découpage de blocs de forme bien définis dans un matériau non fissuré tel que le marbre ou le calcaire durs (les calcaires coralliens), Ce découpage est réalisé à l'aide d'un fil supportant des perles contenant du diamant est entraîné à grande vitesse, 100Km/h environ, par une poulie motrice. On peut aussi scier verticalement, horizontalement ou exceptionnellement selon un plan incliné. Les vitesses de sciage sont souvent de l'ordre de 2 m<sup>2</sup>/h dans le granit, 6 m<sup>2</sup>/h dans le marbre. [22], [23]

**III.4.1.2. La dragline :** Cette appareil utilise un godet scraper de 0,15 à 100 m<sup>3</sup> manœuvré par câble. La poulie de retour est placée à l'extrémité d'une importante flèche métallique dont la longueur peut atteindre 125m. Les draglines sont destinées pour travailler généralement en fouille dans les roches tendres. Le rayon d'action du godet scraper peut dépasser de 30% la longueur de la flèche. [24]

**III.4.1.3. Le ripage :** Le ripage consiste à gratter le sol en profondeur avec une ou plusieurs dents attachées à une machine en mouvement. Cette méthode se révèle très économique dans les formations tendres et mi-dures avec résistance à la compression inférieure à 70 MPa.

Il existe de nombreuses façons dans lequel le ripage est effectué. La plupart des boteurs à chenilles peuvent être équipés d'une tige unique ou multi attachement des tiges de ripper. Cette équipement est fixé à l'arrière de la lame et fonctionne hydrauliquement pour

forcer la dent ou les dents dans le sol à la profondeur désirée. Cette profondeur est convenablement choisie en fonction de la puissance de la machine et la dureté de la formation. Une fois cela fait, le bulldozer est déplacé, là où les dents cassent la roche environnante comme une charrue dans l'agriculture. Une seule dent derrière un gros bulldozer peut pénétrer même 1 m de profondeur dans un sol moyennement mou. [25]

### **III.4.2. Abattage à l'explosif**

La méthode d'abattage à l'explosif est en général utilisée dans les carrières de roches massives et dures. En effet, dans le cas de roches dures, les procédés d'extraction continus ne sont pas possibles, l'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte. De plus, l'étendue actuelle des possibilités en termes d'explosifs et les compétences qui existent aujourd'hui dans le domaine ont contribué à la banalisation de ce procédé. A partir d'une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- Assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pans non abattus ;
- Abattre un grand volume de roche, avec :
  - ✓ Une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible ;
  - ✓ Un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas ;
- Assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec :
  - ✓ Une bonne sortie du pied ;
  - ✓ Un bon alignement des fronts et de la plateforme ;

Des effets arrière réduits. [26]

### III.5. Durée de vie de la carrière

$$T_v = \frac{Q}{P_a}$$

Q : les réserves exploitables (t).

P<sub>a</sub> : La productivité annuelle (t).

$$T_v = \frac{58474902,72}{1\ 800\ 000}$$

<b>T<sub>v</sub> = 33 ans</b>
-------------------------------

### Conclusion

D'après les calculs des réserves, notre gisement a une quantité de 58474902.72t, comme un réserve exploitable et selon la production annuelle la durée de vie de la carrière est estimé à environ de 33 ans.

# ***CHAPITRE IV***

## ***Processus technologique d'exploitation du gisement***

## Introduction

L'exploitation du gisement doit se faire en deux temps: le développement, qui consiste à décaper les collines pour ôter le stérile ainsi que la végétation posée sur la surface du gisement, elle est effectuée avant d'entamer les travaux de préparation à l'aide du bulldozer, et l'abattage, qui consiste à extraire la roche du calcaire.

### IV.1. L'ouverture du gisement

L'ouverture du champ de la carrière s'effectue à l'aide des ouvrages spéciaux appelés les demi-tranchées, tout en commençant du bas vers le haut dans le cas d'un relief montagneux.

Une tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur, que l'on mène dans le but de la mise à jour du gisement ainsi que pour faciliter l'accès aux engins de transport. On distingue :

- Les demi-tranchées principales qui donnent accès au gisement.
- les demi-tranchées de découpage qui préparent le champ de la mine à l'exploitation. [27]

La demi-tranchée peut avoir deux tracés :

- rectiligne ;
- Serpentine (curviligne).

Si l'angle du flanc de coteau  $\beta$  est inférieur à 12% le tracé de la tranchée d'accès est alors rectiligne. Par contre, si elle est supérieure à 12% le tracé de la demi-tranchée d'accès est en serpentine. [28]

Le choix du mode d'ouverture dépend de plusieurs facteurs :

- Relief de la surface du sol ;
- Caractéristique géologique et hydrogéologique du site ;
- Méthode d'exploitation projetée ;
- Mécanisations des travaux miniers ;
- Dimension de la carrière.

L'ouverture choisie doit assurer :

- L'exploitation du gisement la plus rentable ;
- Le bon fonctionnement des engins ;
- La productivité planifiée ;
- La sécurité du travail.

#### **IV.1.1. Les paramètres technologiques de piste**

La tranchée d'accès principale est caractérisée par les paramètres suivant :

- La longueur ;
- La largeur ;
- La pente longitudinale ;
- L'angle du talus ;
- Le volume.

##### **IV.1.1.1. La longueur de piste principale :**

La piste principale commence a partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de la construction de la plate forme de travail (limite supérieure) au niveau 900 m, la longueur de la piste sera calculé par la formule suivante :

$$L = \frac{H_f - H_i}{i} \times K_a$$

Avec :

$H_f$  : Le niveau supérieur de la piste principale (m).

$H_i$  : Le niveau de base de la piste principale (m).

$i$  : La pente de la piste d'accès.

$K_a$  : Coefficient d'allongement du tracé ( $K_a = 1,1$  pour le raccordement à pente directrice).

AN :

$$L = \frac{900 - 750}{0,10} \times 1,1$$

$$\boxed{L = 1650 \text{ m}}$$

Dans l'évolution des travaux d'abattage qui conduit au déplacement du front de taille, on aménagera des pistes dites "provisoires".

**IV.1.1.2. La largeur de la piste principale :**

La largeur de la chaussée des routes dépend des engins transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :

**1<sup>er</sup> cas** : circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

$$T = a + (2x C)$$

Tel que :

T : Largeur de la piste ;

a : Largeur de la benne du camion, (a = 4,5 m) ;

C : Largeur de la bande de sécurité, (m)

$$C = 0,5 + 0,005 \times V$$

V : C'est la vitesse moyenne de circulation des camions (V = 30 km / h).

Donc :

$$C = 0,5 + 0,005 \times 30$$

$$\boxed{C = 0,65 \text{ m}}$$

Alors :

$$T = 4,5 + (2 \times 0,65)$$

$$\boxed{T = 5.8 \text{ m}}$$

**2<sup>eme</sup> cas** : circulation à double voie (pour la piste principale)

$$T = 2 \times (a + C) + X + r$$

Tel que :

r : Largeur de la rigole d'évacuation d'eau (0,4 m).

X: Distance entre les bennes des camions,

$$X = 2 \times C$$

$$\boxed{X = 1,3 \text{ m}}$$

Alors :

$$T = 2 \times (4,5 + 0,65) + 1,3 + 0,4$$

$$\boxed{T = 12 \text{ m}}$$

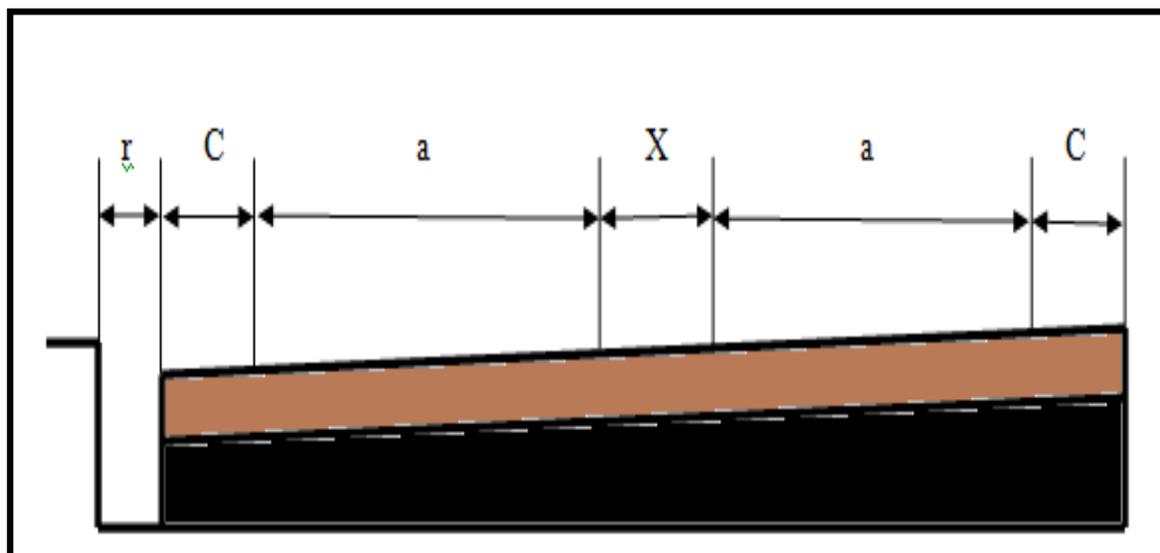


Figure IV.1 : Schéma de la largeur de la piste.

#### IV.1.1.3. La pente de la piste :

La pente des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile des fronts d'exploitation vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des camions pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée, elle ne doit pas dépasser 12 % en ligne droite, avec une variation de 5 à 6% dans les virages. [29]

#### IV.1.1.4. L'angle du talus de la demi-tranchée :

L'angle du talus de la tranchée dépend des propriétés physico-mécaniques de la roche, la valeur approximative est donnée en fonction de la dureté de la roche.

Tableau IV.1 : Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté. [28]

Types des tranchées	Angles des talus des tranchées			
	Dureté des roches			
	2 - 4	5 - 9	10 - 14	15 - 20
Accès	60°	65°	70°	80°
découpage	60°	70°	75°	80° - 85°

Dans notre cas d'étude, la roche calcaire ayant une dureté égale à 13, donc les angles des talus de la tranchée d'accès et de découpage sont respectivement égale à 70° et 75°.

**IV.1.1.5. Le volume de la demi-tranchée d'accès :**

La demi-tranchée d'accès est une principale voie de communication de la carrière, elle commence du bas jusqu'au sommet de la montagne afin de procéder l'extraction de la roche calcaire. Le volume de la tranchée est déterminé par la formule suivante :

$$V = \frac{T^2 \times \sin\alpha \times \sin\beta \times L}{2 \times \sin(\alpha - \beta)}$$

Tel que :

T : La largeur de la tranchée (m) ;

$\alpha$  : Angle du bord de la tranchée d'accès ( $^\circ$ ) ;

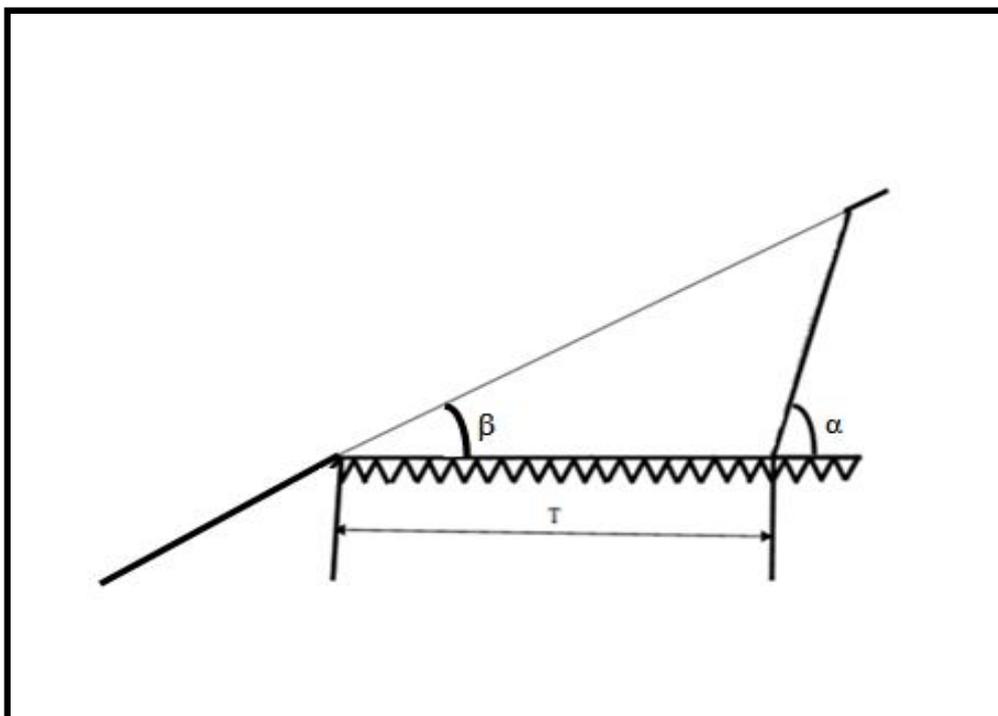
$\beta$  : Angle du flanc de coteau ( $^\circ$ ) ;

L : La longueur de la tranchée d'accès (m).

AN:

$$V = \frac{12^2 \times \sin 70 \times \sin 27 \times 1630}{2 \times \sin(70 - 27)}$$

$$V = 73412,39 \text{ m}^3$$



**Figure IV.2 :** Les principaux paramètres d'une tranchée d'accès.

## IV.2. Les phases de creusement de la tranchée d'accès

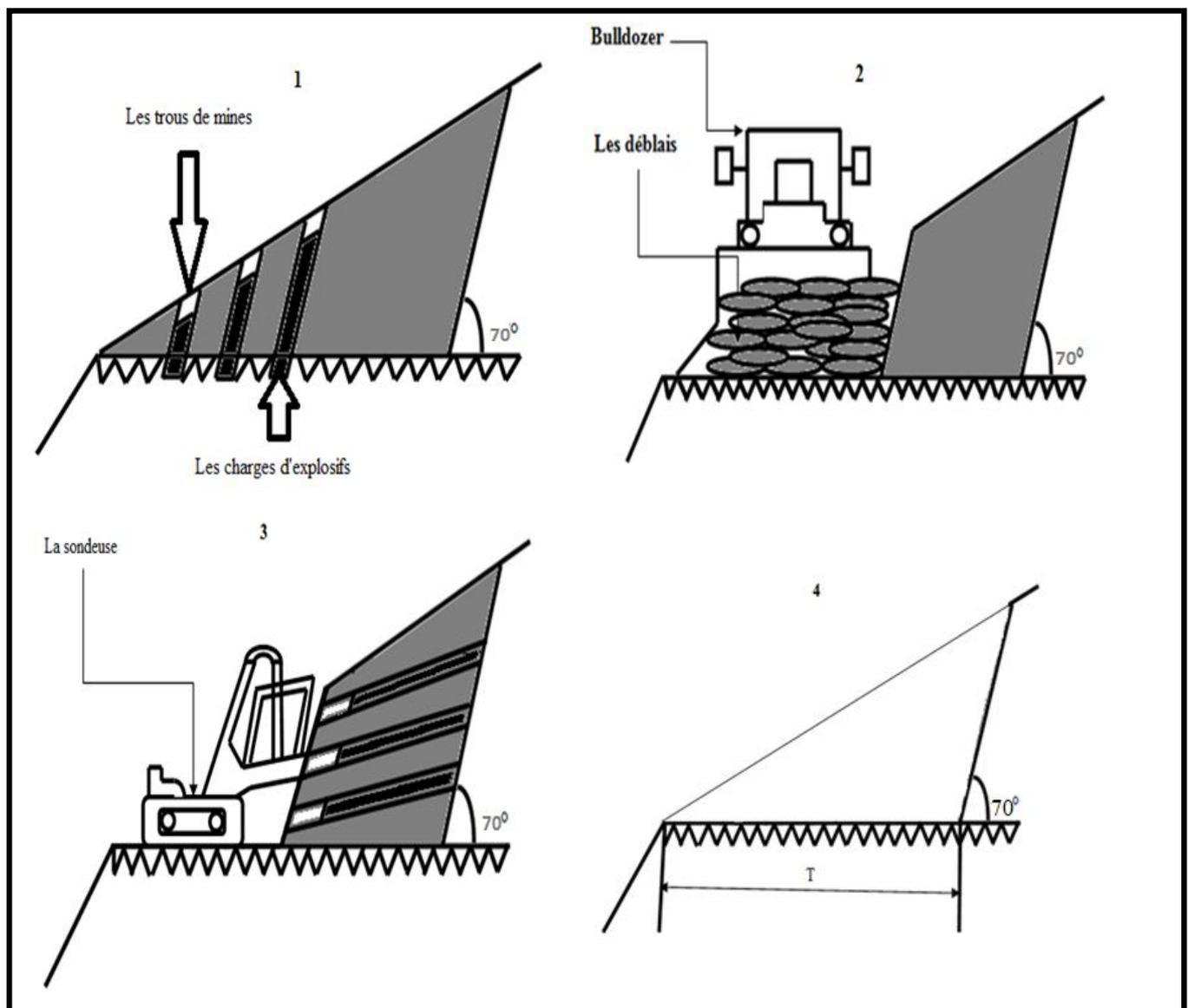
### IV.2.1. La phase 01

Dans cette étapes, on fore des trous de mine d'une profondeur varie de 1 jusqu'à 5m à l'aide d'un marteau perforateur, puis on les charge et on les tire par explosif

### IV.2.2. La phase 02

On évacue les déblais à l'aide du bulldozer pour préparer une plate forme de travail, là ou la sondeuse peut forer des trous inclinées et horizontaux afin d'effectuer un élargissement égale à la largeur de la tranchée d'accès.

On répète à chaque fois ces procédures jusqu'à atteindre le sommet du gisement.



**Figure IV.3 :** Les étapes de construction de la tranchée d'accès.

### IV.3. Méthode d'exploitation

#### IV.3.1. Généralité

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert peuvent être définies comme étant une succession de réalisation des travaux minière assurant l'enlèvement des stériles et du minerai, établi pour des conditions déterminées. Cet ordre dépend de la variété du nombre de mécanisme, d'engins utilisés à cet effet et de l'organisation de ces derniers.

Pour l'élaboration du projet d'ouverture et d'exploitation de la carrière d'agrégat (UMABT) de Sidi Ali Benyoub, on doit déterminer les paramètres suivants:

- ❖ Le contour de la carrière et ses éléments;
- ❖ Le plan topographique ;
- ❖ Les réserves géologiques exploitables ;
- ❖ La durée de vie de la carrière, la production annuelle et le calendrier de l'exploitation ;
- ❖ Le sens de propagation des travaux miniers;
- ❖ La méthode d'exploitation;
- ❖ L'exécution des travaux miniers. [30]

#### IV.3.2. La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert

On distingue cinq méthodes d'exploitation en se basant sur le mode de transport des déblais au sein de la carrière avec formation des terrils intérieurs ou extérieurs.

##### IV.3.2.1. Méthodes sans transport :

Cette méthode peut être divisée en deux types :

- a) **Simple** : dans ce cas, il s'agit de la mise en terril des déblais directement par l'excavateur employé pour l'enlèvement des morts terrains.
- b) **Avec remaniement des déblais ou terrils** : il s'agit de la formation puissante de stérile. On est amené à employer un excavateur supplémentaire sur les terrils pour répartir la roche déversée par un excavateur de déblaiement. Comme excavateur, on utilise les pelles mécaniques et draglines.

Cette méthode est applicable dans les cas suivants :

- ✓ Les couches horizontales de puissance limitée avec le recouvrement de dureté moyenne et d'épaisseur limitée ;

- ✓ Les couches à moyen pendage incluses dans les terrains tendres et situées à faibles profondeurs. Ce qui permet de remanier deux ou plusieurs fois les déblais au moyen d'excavateur.

#### **IV.3.2.2. Méthode avec emploi d'engins de transfert :**

La méthode est employée lorsque les déblais sont rejetés dans le terril intérieur au moyen d'engins de transport mobiles (sauterelles et pont de transfert) et les matériels d'exploitation étant des excavateurs à godets multiples. La méthode est utilisée lors de l'exploitation des couches horizontales ou subhorizontales de recouvrement meuble et d'une grande épaisseur.

#### **IV.3.2.3. Méthode spéciale :**

C'est une méthode où les déblais sont évacués au moyen des engins suivants :

- Scrapers
- Monitors et pompes
- Grues
- Convoyeurs avec stickers (remblayeurs) ;

Les deux premiers types d'engins sont utilisés lors de l'exploitation des couches horizontales et subhorizontales de recouvrement tendre et meuble. Tandis que les deux derniers moyens sont utilisés lorsque la couche minéralisée doit avoir un fort pendage et être incluse dans les terrains durs.

#### **IV.3.2.4. Méthode avec transport des déblais :**

C'est une méthode utilisée dans toutes formes de gisements (horizontal, semi dressant et dressant) et de toute dureté de recouvrement en employant les excavateurs de tout type. Le transport des déblais se fait par divers engins de transport (camion, locomotives et wagons, convoyeur à bandes) vers le terril extérieur ou intérieur.

#### **IV.3.2.5. Méthode mixte :**

Elle est employée lors de l'exploitation des couches horizontales ou peu inclinées, de puissance limitée et de recouvrement tendre, meubles ou de dureté moyenne. Les déblais provenant des gradins supérieurs ou l'on emploie les excavateurs de tout type sont transportés dans les différentes unités de transport (camions, locomotives et wagons, convoyeurs à bande)

jusqu'au terril intérieur ou extérieur, tandis que les déblais provenant des gradins inférieurs ou l'on utilise les excavateurs à organe de travail de grandes dimensions sont rejetés dans le terril intérieur au moyen des excavateurs et dans le terril extérieur au moyen des engins de transport. [31]

### **IV.3.3. Principaux éléments du système d'exploitation**

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, qui sont :

- Le gradin ;
- La largeur d'enlèvement ;
- La plate-forme de travail ;
- Longueur du bloc ;
- Les paramètres du plan de tir. [32]

#### **IV.3.3.1. Le gradin :**

On appelle gradin une partie du mort-terrain ou du gisement que l'on enlève de manière autonome et qui est desservie par des moyens de transport qui lui sont propres. Un gradin est caractérisé par :

- Le toit qu'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie supérieure ;
- Un mur qu'est la surface qui le limite à sa partie inférieure ;
- Un talus qu'est la surface inclinée limitant le gradin du côté vide de l'exploitation ;
- Les arêtes supérieures et inférieures qui sont respectivement les lignes d'intersection du toit et du mur du gradin avec son talus ;
- L'angle du talus. [21]

Un gradin bien dimensionné et de forme adéquate présente les avantages suivants :

- Le travail se fait plus rapidement ;
- La production journalière est plus élevée ;
- Le déroulement des travaux est amélioré ;
- Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux ;
- Le prix revient se trouve diminué. [33]

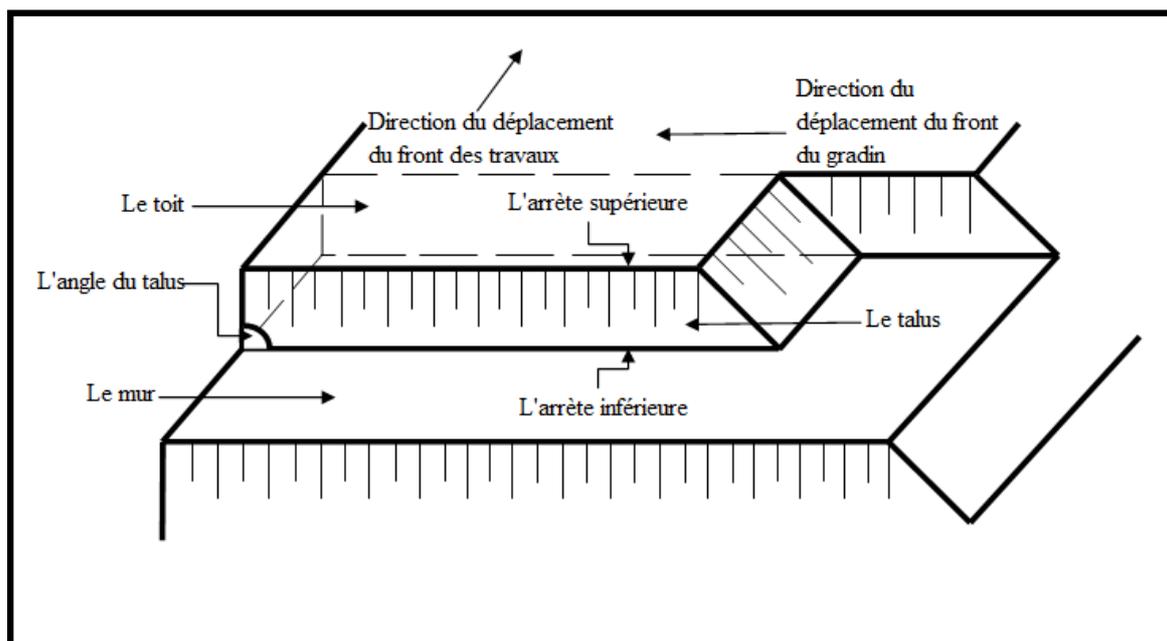


Figure IV.4 : Différentes parties d'un gradin.

a) **La hauteur du gradin** : Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- Caractéristiques des excavateurs employés ;
- Stabilité des roches ;
- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage ;
- Règles de sécurité ;
- Production annuelle. [27]

Dans notre cas d'étude, la hauteur maximale des gradins est fixée de 10 à 15m, ce qui est conforme à la hauteur de la sécurité.

b) **L'angle de talus du gradin** : Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre  $60^\circ$  et  $80^\circ$ ; dans notre cas on prendra un angle de talus  $\alpha = 80^\circ$ .

#### **IV.3.3.2. La largeur d'enlevure :**

Lors du choix de la largeur d'enlevure, on prend en considération :

- Les propriétés des roches ;
- Le mode d'abattage des roches ;
- Les types et les dimensions des engins de chargement.

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à l'explosif la largeur d'enlevure est déterminée par la formule suivante :

$$A = W + (n-1) \times b$$

Tel que :

W : La banquette pratique (m).

n : le nombre des rangée (2 rangée).

b : la distance entre deux rangée successives.

AN:

$$A = 2,72 + (2-1) \times 2,72$$

$$A = 5,44 \text{ m}$$

#### **IV.3.3.3. Plate-forme de travail :**

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée en fonction :

- Des dimensions des engins de chargement et de transport;
- Des dimensions du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure;
- Des propriétés physico mécaniques des roches

La largeur minimale de plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins. Lorsque l'abattage se fait par explosif; la largeur de la plate-forme est déterminer par la formule suivant :

$$L_{pt} = A + X + C + T + B_a + Z$$

A : la largeur d'enlevure (m).

X : la largeur réduite du tas des roches abattus (m).

$$X = A \times \left( 2 \times K_f \times \frac{H_g}{H_t} - 1 \right)$$

$K_f$  : coefficient de foisonnement ;

Tableau IV.2 : Coefficient de foisonnement. [34]

Matériau	Coefficient de foisonnement $K_f$
Marne ou Silt	1,1 – 1,4
Argile	1,3 – 1,6
sable	1,1 – 1,35
Roche altérées	1,2 – 1,3
<b>Calcaire dur</b>	<b>1,4 – 1,6</b>
Grés dur	1,4 – 1,6
Schiste	1,3 – 1,5

Dans notre cas d'étude, la roche calcaire ayant une dureté égale 13, donc  $K_f$  comprise entre 1,4 – 1,6. On prend  $K_f = 1,5$ .

$H_g$  : hauteur du gradin.

$H_t$  : hauteur du tas des roches abattus ; dans le cas de deux rangés  $H_t = (0,7 - 1) H_g$

Donc :

$$H_t = 0,9 \times H_g$$

AN:

$$H_t = 0,9 \times 15$$

$$\boxed{H_t = 13,5 \text{ m}}$$

$$X = 5,44 \times (2 \times 1,5 \times \frac{15}{13,5} - 1)$$

$$\boxed{X = 12,7 \text{ m}}$$

C : La distance de sécurité comprise entre le tas et la voie de transport est donnée par la formule suivante :

$$C = 0,2 \times H_g$$

AN:

$$C = 0,2 \times 15$$

$$\boxed{C = 3 \text{ m}}$$

T : La largeur de chaussée de transport (m).

$$\boxed{T = 12 \text{ m}}$$

$B_a$  : La largeur de la voie auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installations auxiliaires (m). ( $B_a = 3 - 8$ m) On prend :

$$B_a = 3\text{m}$$

$Z$  : la largeur du prisme d'éboulement (m).

$$Z = H_g (\cotg \varphi - \cotg \Theta)$$

$\varphi$  : l'angle de talus de gradin en liquidation;  $\Theta$  varie entre ( $60^\circ - 70^\circ$ ), on prend  $\Theta = 70^\circ$ .

$\Theta$  : l'angle de talus de gradin en exploitation;  $\varphi = 80^\circ$ .

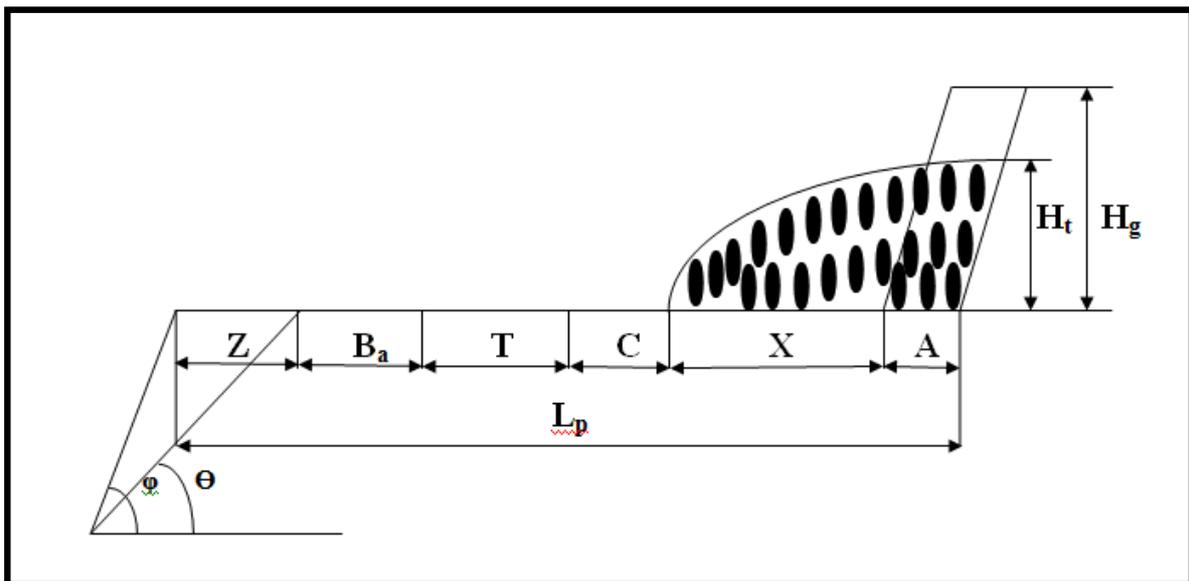
$$Z = 15 (\cotg 70 - \cotg 80)$$

$$Z = 2,81\text{ m}$$

Donc on obtient

$$L_{pt} = 5,44 + 12,7 + 3 + 12 + 3 + 2,81$$

$$L_{pt} = 39\text{ m}$$



**Figure IV.5 :** La largeur de la plate forme de travail

**Remarque :**

Les calculs aux dessus sont consacrés seulement pour le quatrième niveau, les trois niveaux qui ont déjà exploité, leurs paramètres sont comme suit :

Tableau IV.3 : Les paramètres des trois premiers niveaux.

Niveau	Hauteur de gradin (H <sub>g</sub> )	Largeur de l'enlevure (A)	Largeur de plate forme de travail (L <sub>pt</sub> )
1	11 m	5,44 m	37,4 m
2	12 m	5,44 m	37,8 m
3	14 m	5,44 m	38,6 m

#### IV.3.4. Principaux indices d'une méthode d'exploitation

##### IV.3.4.1. Vitesse de déplacement du chantier :

La vitesse de déplacement d'un chantier dépend de la largeur d'enlevure, de la production journalière et de la hauteur du gradin. Elle est déterminée par la formule suivante :

$$V_{ch} = \frac{P_j}{A \times H_g}$$

Tel que :

P<sub>j</sub>: La production journalière de la carrière m<sup>3</sup>/jour.

A : La largeur d'enlevure (m).

H<sub>g</sub> : La hauteur du gradin (m).

AN:

$$V_{ch} = \frac{2218,935}{6,36 \times 15}$$

$$V_{ch} = 23,26 \text{ m/j}$$

Tableau IV.4: La vitesse de déplacement du chantier des autres niveaux.

Niveaux	Hauteur de gradin (m)	Vitesse de déplacement du chantier (m/j)
1	11	31,72
2	12	29,07
3	14	24,92

**IV.3.4.2. Le temps d'extraction d'un bloc :**

Il est déterminé comme suit :

$$T_{\text{ex}} = \frac{L_b}{V_{\text{ch}}}$$

Tel que :

$L_b$  : La longueur du bloc (m).

$V_{\text{ch}}$  : Vitesse de déplacement du chantier (m/j).

AN :

$$T_{\text{ex}} = \frac{117}{23,26}$$

$$\boxed{T_{\text{ex}} = 5 \text{ j}}$$

**IV.4. Forme et dimensions du bloc**

La forme et les dimensions du tas de roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert. Les exigences aux dimensions et à la forme du tas de roche sont dictées par la technologie appliquée et par le type d'engins utilisés. Les principales exigences du tas des roches abattues sont les suivantes :

- Bon remplissage du godet d'excavateur tout le long du tas ;
- Sécurité du travail.

Suivant la sécurité, la hauteur du tas ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur. Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

- La capacité du godet de l'excavateur (E) :

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{E}$$

AN :

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{1,5}$$

$$\boxed{d \leq 0,92 \text{ m}}$$

- La capacité de la benne du camion ( $V_c$ ) :

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{V_c}$$

AN :

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{15}$$

$$\boxed{d \leq 1,23 \text{ m}}$$

- Dimensions d'ouverture de la trémie de réception ou bien du concasseur (B) :

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{B}$$

AN :

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{1}$$

$$\boxed{d \leq 0,8 \text{ m}}$$

Il est nécessaire non seulement que les blocs ne dépassent pas les dimensions admissibles, mais aussi que toute la masse rocheuse soit fragmentée à telle granulométrie où ces engins aient une productivité maximale.

La forme et les dimensions du tas peuvent être réglées par les paramètres des travaux de forage et de tir et par l'explosion successive des charges en utilisant le tir à microretard.[35]

## Conclusion

Tant que le gisement est de type flanc coteau ; l'ouverture de ce dernier commence du bas vers le haut, tout en effectuant une piste d'accès et des demi-tranchées de découpages qui préparent le champ minier à l'exploitation. Une fois que on détermine les paramètres technologiques de la piste d'accès; on procède à la suite au choix de la méthode d'exploitation qui est la méthode avec transport des déblais.

# ***CHAPITRE V***

## ***Travaux d'abattage à l'explosif***

## Introduction

L'abattage des roches à l'explosif est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Il est très répandu dans les exploitations à ciel ouvert pour la destruction des roches dures.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [32]

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaires ;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

### V.1. La conception d'un plan de tir

La conception d'un plan de tir, correspond à la définition de la géométrie de forage et le chargement des trous de mine. Fondamentalement, elle consiste à assurer :

- Le fonctionnement normal des charges pour leur offrir une surface libre et un volume de dégagement adaptés ;
- L'adaptation de l'explosif au massif afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe ; [36]

Avant d'entreprendre la conception, il faut : [37]

1. Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts ;
2. Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités) ;
3. Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture) ;
4. Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau ;

5. Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

### V.1.1. Les paramètres d'un plan de tir

#### V.1.1.1. Diamètre des trous :

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage, le degré de fragmentation diminue.

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage. Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée. [38]

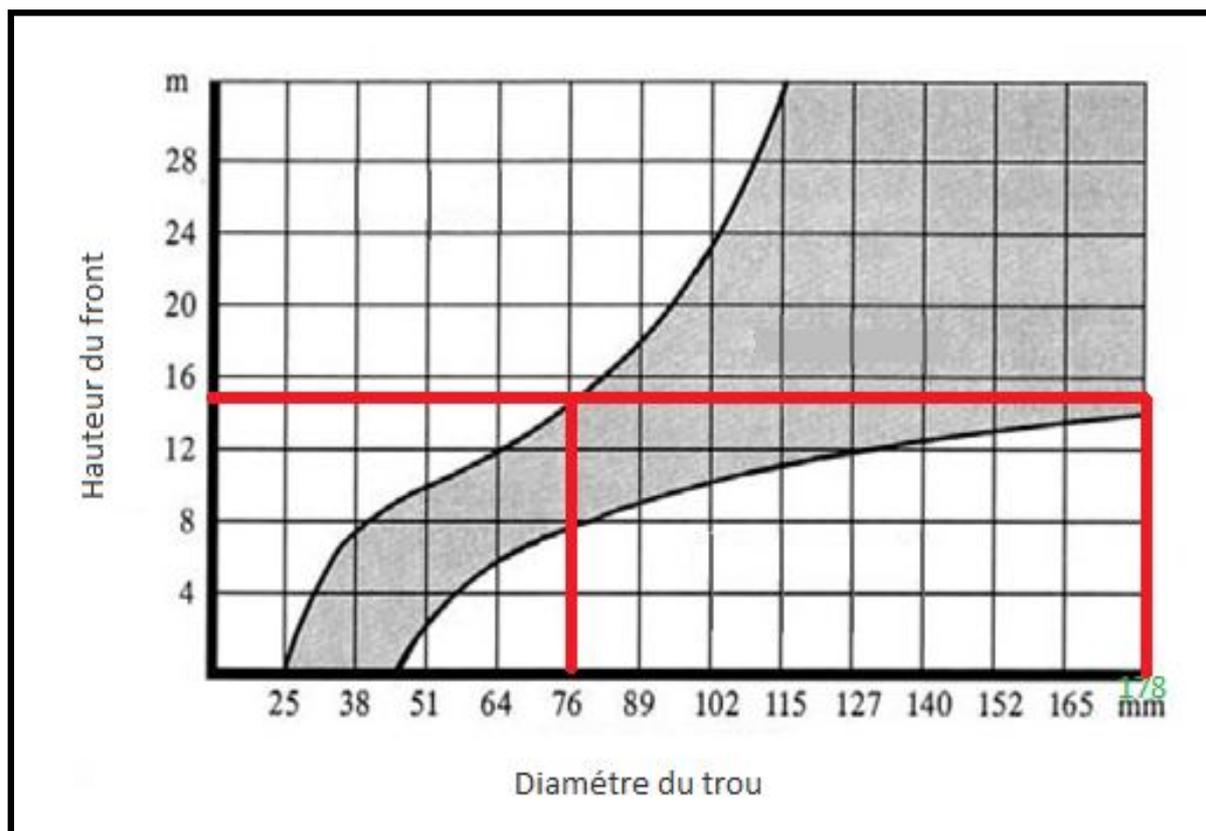


Figure V.1 : Choix du couple diamètre-hauteur de front. [39]

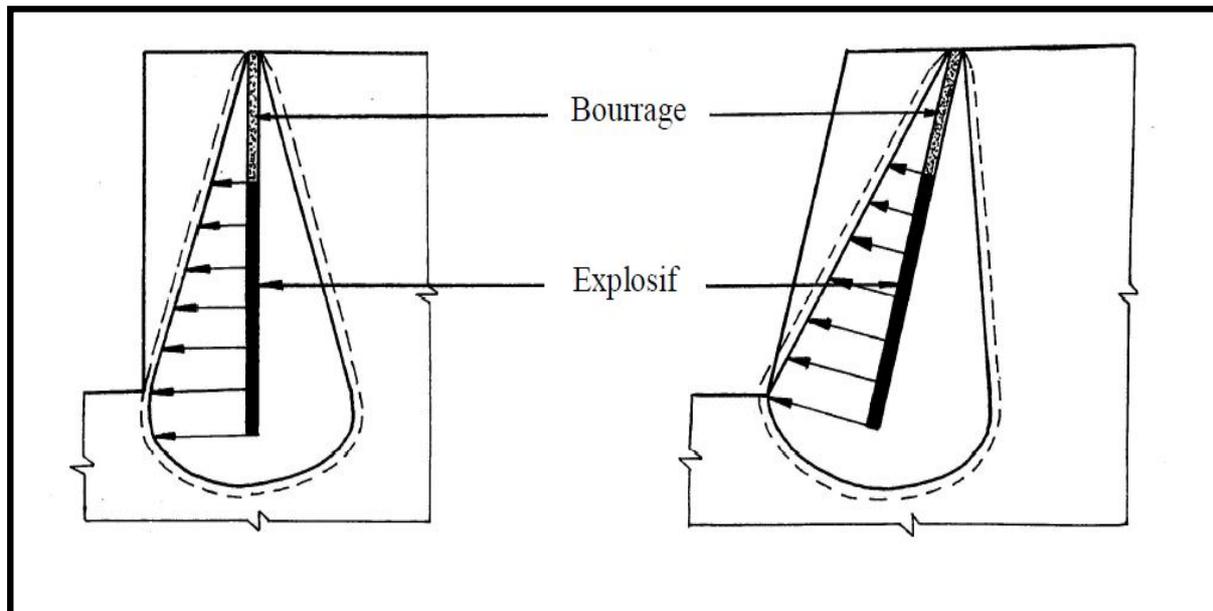
La figure V.1 montre la relation existant entre le diamètre du trou et la hauteur du gradin. Pour une hauteur de 15 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 76/178mm. Dans notre cas d'étude, le diamètre choisis pour la foration des trous est de l'ordre de 89mm.

### V.1.1.2. L'inclinaison des trous :

Le trou incliné améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir. L'abattage par trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée. D'autres avantages des trous inclinés sont à signaler :

- ✓ Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison des talus ;
- ✓ La consommation en explosif est optimale ;
- ✓ L'inconvénient du rebord se trouve éliminé.

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières à ciel ouvert. [32]



**Figure V.2 :** L'effet de choc suivant la disposition des trous. [40]

L'inclinaison des trous forés est comprise entre  $10^\circ$  et  $20^\circ$  par rapport à la verticale [33]. On prend l'inclinaison de  $10^\circ$  pour notre cas.

**V.1.1.3. La ligne de moindre résistance (Banquette maximale)  $W_{\max}$  :**

La banquette ou la ligne de moindre résistance est la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Elle est déterminée par la formule suivante : [40], [41]

$$W_{\max} = \frac{d}{33} \times \sqrt{\frac{\rho \times S_p}{\bar{C} \times f \times (E/B)}}$$

Tel que :

d: Diamètre du trous (mm).

$S_p$  : La puissance de la charge de fond de l'explosif ;

LANGEFORS définit le coefficient  $S_p$  comme suit :

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left( \frac{5 \times Q_t}{Q_{t0}} + \frac{V_g}{V_{g0}} \right)$$

Tel que :

$Q_t$ : La quantité de chaleur dégagée par un kilogramme l'explosif ;

$V_g$  : Le volume de gaz dégagé par un kilogramme l'explosif ;

$Q_{t0}$  et  $V_{g0}$  sont les valeurs correspondantes à celle d'explosif de référence Gélanit II ;

$Q_{t0} = 4807 \text{ kJ/kg}$

$V_{g0} = 808 \text{ L/kg}$  (dans les conditions normales, C.N.T.P.)

$V_d = 5500 \text{ m/s}$  (vitesse de détonation) de la Gélanit II ;

$\rho_e = 1,5 \text{ kg/dm}^3$  poids volumique de la Gélanit II.

$Q_t$  et  $V_g$  sont les valeurs correspondantes à celle de la Marmanit II (utilisé comme charge de pied).

$Q_t = 3987 \text{ kJ/kg}$

$V_g = 868 \text{ L/kg}$

AN :

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left( \frac{5 \times 3987}{4807} + \frac{868}{808} \right)$$

$$\boxed{S_p = 0,87}$$

C : résistance au tirage : quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de  $1 \text{ m}^3$  de roche, (pour le calcaire,  $C = 0.4 \text{ kg/m}^3$ ).

$\bar{C}$ : Correction de la résistance au tirage de la roche, pour une roche très jointée :

$$\bar{C} = C + 0,05$$

AN :

$$\bar{C} = 0.4 + 0.05$$

$$\bar{C} = 0,45 \text{ kg/m}^3$$

f : facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine ( $\beta$ ).

**Tableau V.1** : La valeur du facteur de contrainte en fonction de l'inclinaison du trou. [25]

L'angle $\beta$ (°)	0	10	20	30
f	1	0,95	0,90	0,85

Dans notre cas  $\beta = 10^\circ$ , donc  $f = 0.95$ .

E/B : le rapport de la maille dépend essentiellement des objectifs poursuivis :

- Pour une bonne fragmentation, le rapport doit être aussi possible, entre 1,2 et 1,5 ;
- Pour un bon profil de front, le rapport est souvent voisin de 1 ;
- Pour la production d'enrochement, il est recommandé de le réduire à une valeur inférieure à 1.

$$E/B = 1,25$$

$\rho$ : La masse volumique de la charge explosif du pied (Marmanit II,  $\rho = 1.05 \text{ Kg/dm}^3$ ).

Donc la valeur de la banquette maximale est :

$$W_{\max} = \frac{89}{33} \times \sqrt{\frac{1,05 \times 0,87}{0,45 \times 0,95 \times 1,25}}$$

$$W_{\max} = 3,53 \text{ m}$$

#### a) Correction de la banquette du fait de la déviation des forages

Les erreurs de foration (alignements ou déviations) doivent être prises en compte ; cependant, il faut veiller à ce que ces déviations ne soient pas supérieures à 0,03 m/m de foration ; dans ce cas, LANGEFORS considère que la banquette à prendre en compte est :

$$W = W_{\max} - 0,05 \times H_g$$

AN:

$$W = 3,53 - 0,05 \times 15$$

$$W = 2,78 \text{ m}$$

L'expérience a montré que la qualité des forages est importante et la formule retenue généralement est :

$$W = W_{\max} - a \times d - \frac{b}{100} \times H_g$$

Tel que :

$H_g$ : La hauteur du gradin ;

$d$  : Le diamètre de forage ;

$a$  : coefficient qui dépend de la précision de la mise en fiche, de l'implantation et de la nature des équipements utilisés (barres, outils,...) ;

- $a = 1$  pour une foration très prudente ;
- $a = 2$  pour une foration correcte ;
- $a = 4$  pour une foration convenable.

$b$  : coefficient dépendant de la qualité de la foration et la limitation de la déviation

- $b = 1$  pour une foration très précise ;
- $b = 2$  pour une foration assez précise ;
- $b = 3$  pour une foration peu précise.

AN:

$$W = 3,53 - 4 \times 0,089 - \frac{3}{100} \times 15$$

$$W = 2,72 \text{ m}$$

#### V.1.1.4. L'espacement :

L'espacement  $E$  séparant les trous d'une même rangée, est défini à partir de la valeur  $W$ . L'expérience pratique a montré qu'un espacement efficace de 1.25 fois la ligne de moindre résistance donne des bons résultats. [36]

Donc :

$$E = 1,25 \times W$$

AN :

$$E = 1,25 \times 2,7$$

$$E = 3,4 \text{ m}$$

**V.1.1.5.L'excès de forage (sous forage) :**

Ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin en créant les conditions normales de travail des engins de chargement. Il dépend essentiellement à la banquette. D'après LANGEFORS l'excès de forage est calculé par la formule suivante : [40]

$$L_s = 0,3 \times W_{\max}$$

AN :

$$L_s = 0,3 \times 3,53$$

$$L_s = 1,06 \text{ m}$$

**V.1.1.6. La longueur de foration :**

La longueur de foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage à garantir une déviation faible. Elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison des trous qui favorise le dégagement du pied et diminue les effets arrière. Cette longueur est déterminée par la formule suivante :

$$L_f = \frac{H_g}{\cos \beta} + 0,3 \times W_{\max}$$

Tel que :

$H_g$  : La hauteur du gradin (m).

$\beta$  : L'inclinaison du trou par rapport à la verticale (°).

$W_{\max}$  : La banquette maximale (m).

AN:

$$L_f = \frac{15}{\cos 10} + 0,3 \times 3,53$$

$$L_f = 16,3 \text{ m}$$

**V.1.1.7. La hauteur de la charge du pied :**

La charge de pied, c'est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied, elle déterminée par la formule suivante : [41]

$$L_p = 1,3 \times W$$

Tel que :

W : La banquette (m).

AN :

$$L_p = 1,3 \times 2,72$$

$$\boxed{L_p = 3,54 \text{ m}}$$

**V.1.1.8. Charge linéaire du fond :**

Elle est donnée par la relation suivante : [42]

$$C_p = 0,88 \times \frac{f}{S_p} \times \frac{E}{W} \times \left[ \frac{0,07}{W} + C + 0,004 \times W \right] \times W^2$$

AN :

$$C_p = 0,88 \times \frac{0,95}{0,87} \times 1,25 \times \left[ \frac{0,07}{2,72} + 0,4 + 0,004 \times 2,72 \right] \times (2,72)^2$$

$$\boxed{C_p = 3,88 \text{ Kg/m}}$$

**V.1.1.9. Quantité d'explosif au pied du gradin :**

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne, certains auteurs considèrent que la moitié de la charge doit être dans le 1/3 de la longueur du trou (au fond du trou). Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied.

$$Q_p = L_p \times C_p$$

AN :

$$Q_p = 3,54 \times 3,88$$

$$\boxed{Q_p = 13,74 \text{ Kg}}$$

**V.1.1.10. La hauteur du bourrage :**

Le Bourrage son objectif est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il dépend à la fois de la banquette et de l'amorçage. Il est proportionnel à la banquette. Pour un amorçage latéral en mine profonde, sa longueur doit être égale à la banquette. En mine courte, il peut être faible : il peut descendre à 0,5 W dans ce cas, ainsi que lorsque l'amorçage est effectué en fond de trou en mines verticales profondes. Son efficacité dépend de sa nature : les gravillons non compactés sont particulièrement satisfaisants.

Dans la majorité des cas en mines et carrières à ciel ouvert, le bourrage se dispose en fonction de fissures, de l'hétérogénéité du gradin et de l'utilisation de gros diamètres des trous.

Le bourrage intermédiaire permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, et dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif.

Donc :

$$H_b = W$$

$$H_b = 2,72 \text{ m}$$

**V.1.1.11. La hauteur de la charge de colonne :**

La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, et est déterminé par la formule suivante :

$$L_c = L_f - 1,3 \times W - H_b$$

AN :

$$L_c = 16,3 - 1,3 \times 2,72 - 2,72$$

$$L_c = 10,04 \text{ m}$$

**V.1.1.12. Charge linéaire de colonne :**

La charge explosive de colonne a pour but d'abattre la partie de la roche au dessous de la charge de fond. La charge de colonne, dont l'énergie volumique est, selon LANGEFORS, environ 2.5 fois plus faible que celle de la charge de pied. [41]

$$C_c = \frac{C_p}{2}$$

AN :

$$C_c = \frac{3,88}{2}$$

$$C_c = 1,94 \text{ Kg/m}$$

#### **V.1.1.13. Quantité d'explosif en colonne :**

Cette quantité d'explosif peut être calculée par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c$$

AN :

$$Q_c = 10,04 \times 1,94$$

$$Q_c = 19,5 \text{ Kg}$$

#### **V.1.1.14. Quantité de charge d'explosifs dans un trou :**

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne. Elle est égale à :

$$Q_{\text{tot}} = Q_p + Q_c$$

AN:

$$Q_{\text{tot}} = 19,5 + 13,74$$

$$Q_{\text{tot}} = 33,24 \text{ Kg}$$

#### **V.1.1.15. Consommation spécifique d'explosif :**

Le terme de consommation spécifique désigne le grammage d'explosif que l'on charge dans un trou de mine pour abattre 1 m<sup>3</sup> de roche (ou 1 t de roche). La quantité d'explosif nécessaire pour abattre un volume donné de roche dépend avant tout des propriétés mécaniques et structurales de la roche en question. La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{\text{tot}}}{W \times E \times (H_g / \cos \beta)}$$

Tel que :

$Q_{\text{tot}}$  : La quantité totale d'explosif dans un trou (Kg).

W : la banquette pratique (m).

E : l'espacement entre deux trous d'une même rangée (m).

$H_g$  : la hauteur du gradin (m).

$\beta$  : L'inclinaison du trou par rapport à la verticale ( $^{\circ}$ ).

AN :

$$q_s = \frac{33,24}{2,72 \times 3,4 \times (15/\cos 10)}$$

$$q_s = 0,24 \text{ Kg/m}^3$$

#### V.1.1.16. Volume de roche abattu par un trou :

Le volume de la roche abattu par un trou est déterminé par la formule suivante :

$$V_{tr} = W \times E \times \frac{H_g}{\cos \beta}$$

AN:

$$V_{tr} = 2,72 \times 3,4 \times \frac{15}{\cos 10}$$

$$V_{tr} = 140,9 \text{ m}^3$$

Donc la quantité de la roche abattu par tonne sera égale à :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \rho$$

$\rho$ : La masse volumique du bloc ( $\text{m}^3$ ).

AN :

$$Q_{tr} = 140,9 \times 2,6$$

$$Q_{tr} = 366,34 \text{ t}$$

#### V.1.1.17. Nombre de trous forés nécessaire en une semaine :

Le nombre de trous forés en un mois est déterminé en fonction de :

- ❖ La production hebdomadaire ( $P_{he}$ );
- ❖ Volume de la roche abattu par trou ( $V_{tr}$ ).

$$N_{tr} = \frac{P_{he}}{V_{tr}}$$

$$N_{tr} = \frac{P_j \times 6}{V_{tr}}$$

AN:

$$N_{tr} = \frac{5769,23 \times 6}{366,34}$$

$$N_{tr} = 95 \text{ trous}$$

**V.1.1.18. Nombre de rangées :**

Le nombre de rangées est déterminé par :

- ❖ Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail) ;
- ❖ La réserve nécessaire des roches abattues ;
- ❖ La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Le tir s'effectuera par 2 rangées des trous.

**V.1.1.19. Volume de roche abattu par deux volées :**

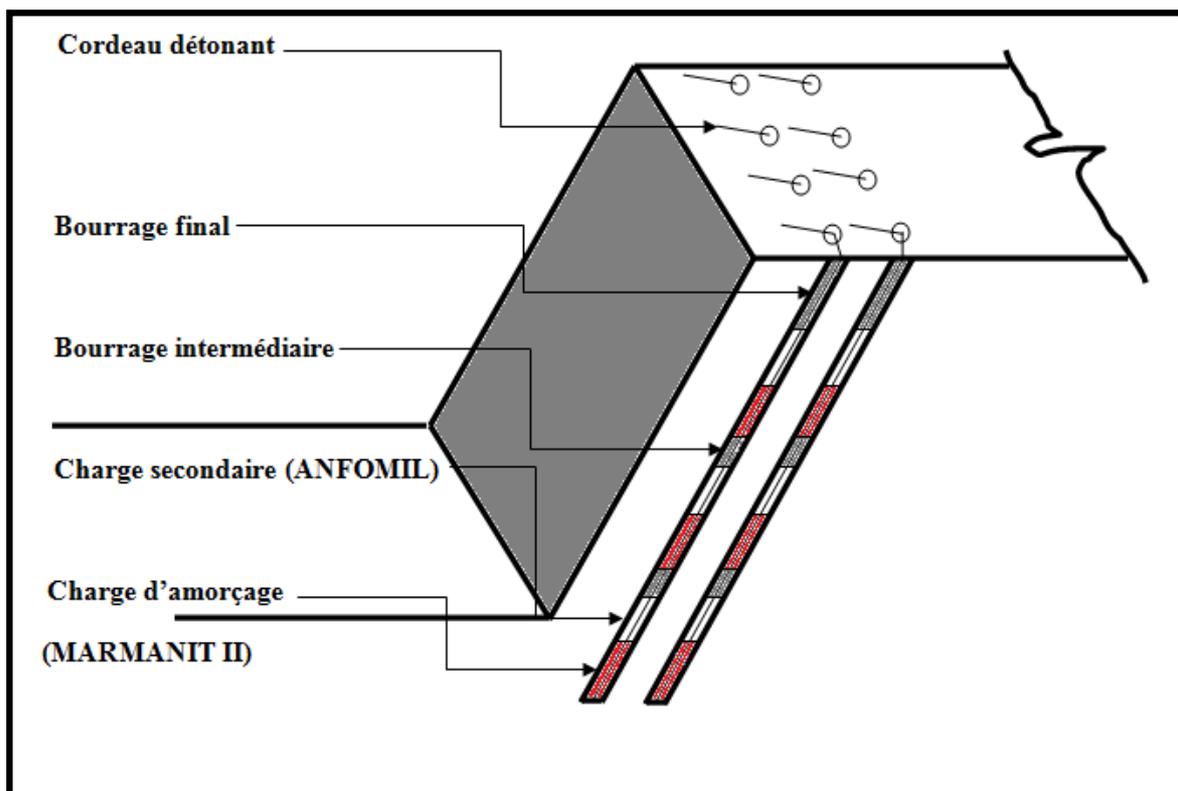
Il est donné par la relation suivante :

$$V_{vo} = N_{tr} \times V_{tr}$$

AN :

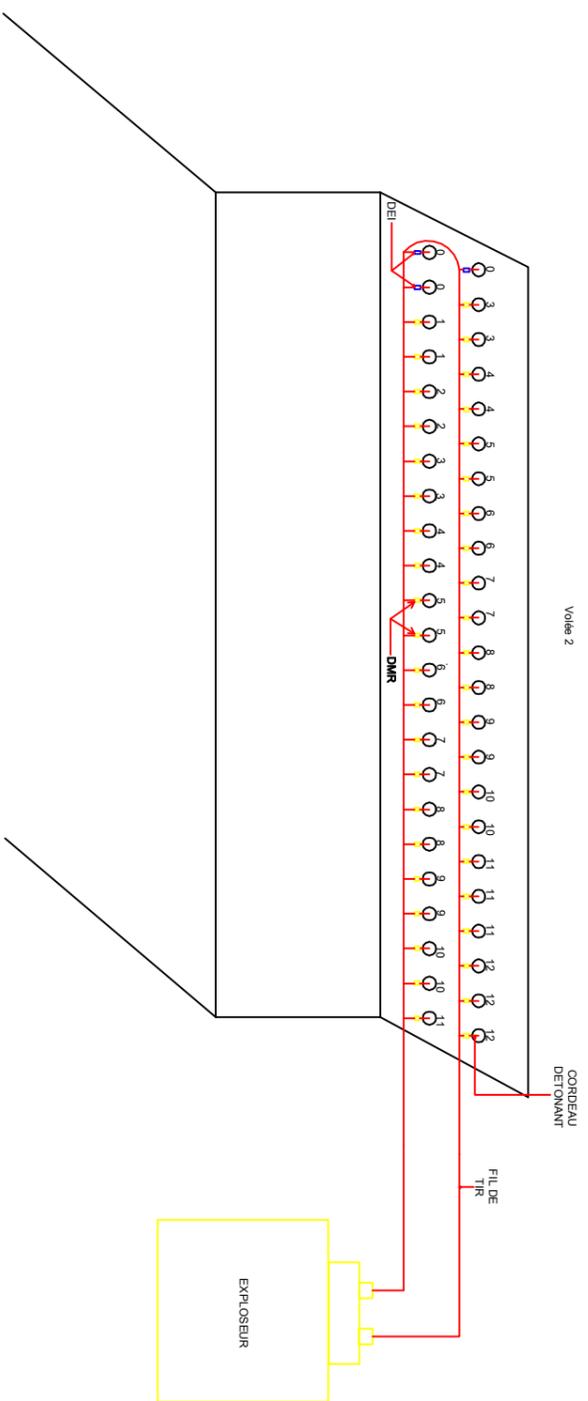
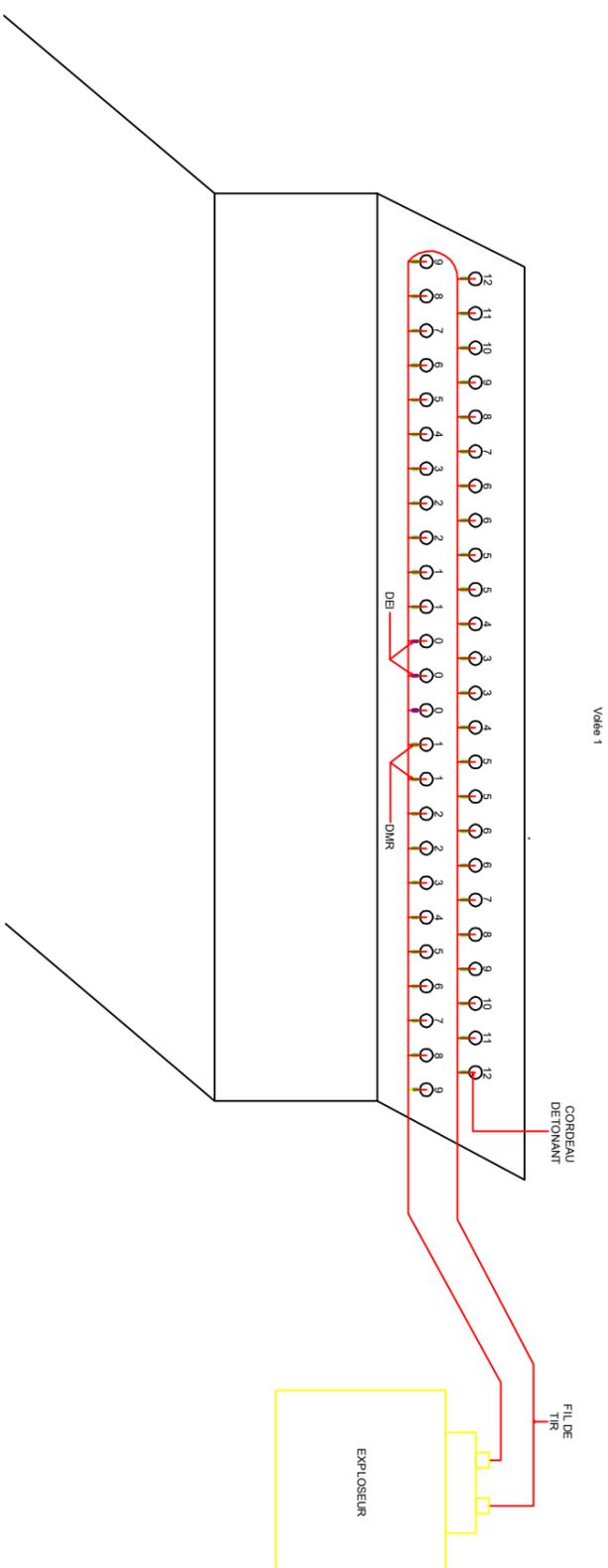
$$V_{vo} = 95 \times 366,34$$

$$V_{vo} = 34802,3 \text{ t}$$



**Figure V.3 :** schéma représentatif du chargement des trous.

# LES PLAN DE TIR



## V.2.Comparaison entre les paramètres théoriques et les paramètres pratiques

**Tableau V.2** : Les principaux paramètres de tir.

	Paramètres théorique	Paramètres appliqué
Diamètre de foration	89 mm	89 mm
Banquette pratique	2.72 m	3.4 m
Rapport E/B	1.25	0.82
Sous-foration	1.06 m	1.02 m
Quantité de l'explosif dans un trou	33.24 Kg	33.33 Kg
Consommation spécifique d'explosif	0.24 Kg/m <sup>3</sup>	0.27 Kg/m <sup>3</sup>

- Le diamètre foré est selon la norme par rapport à la hauteur du front (le diamètre compris entre 76 et 176 mm).
- La grandeur de la banquette appliquée est non convenable : la banquette maximale admissible doit en effet être corrigée des déviations probables de foration ainsi que la qualité de forage.
- Le rapport de la maille doit être compris entre 1.2 et 1.5 pour obtenir une bonne fragmentation ; donc la valeur 0.82 est trop faible qui explique l'apparition des hors gabarit au niveau de terrain
- La sous-foration théorique devrait être de  $0.3 \times B = 1.06$  m, la valeur appliqué est donc a priori fiable.
- Concernant la quantité de l'explosif et la consommation spécifique de ce dernier ne possède pas des problèmes à cause de l'approximativement des résultats.

### V.3. Les travaux de forage

L'exploitation rationnelle des machines de forage demande une connaissance profonde de la nature du terrain. La résolution de ce problème demande une analyse détaillée du processus de forage. Le processus de forage est l'ensemble des opérations qu'on doit exécuter pour forer un trou, tel que : vitesse de rotation et d'avancement, force axiale et soufflage donnée à l'outil de forage. La pénétration de l'outil dans la roche est soumise à certains paramètres tels que :

- Nature de la formation (dureté, abrasivité, humidité, etc....) ;
- Paramètres des travaux de tir (diamètre, du trou, angle d'inclinaison, type et quantité d'explosifs, distance entre les trous) ;
- Paramètres de réglage (vitesse de rotation et poids exercé sur l'outil), ces paramètres sont limités par la puissance de commande et la hauteur des dents de l'outil ;
- Indices qui caractérisent l'organisation du travail (coefficient d'utilisation de la machine, temps de manœuvre) ;
- Paramètre de sortie caractérisant les résultats de ce processus (prix du mètre foré, prix de mètre cube des roches abattues, vitesse de pénétration)

#### V.3.1. Les paramètres caractérisent l'engin de Foration

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par différents paramètres :

- Le diamètre de foration : dans le pratique la gamme des diamètres disponibles peut varier de 40 à 800 mm ;
- La profondeur à forer ;
- La quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètre forés en fonction du diamètre et de la maille. Dans le cas d'une production importante, le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes ;
- La vitesse de perforation ;
- Le type de perforatrice. [34]

### V.3.2. Choix de la méthode de foration

Les méthodes utilisées pour le forage des trous sont les suivantes :

- Forage percutant ;
- Forage rotatif ;
- Forage roto-percutant.

Le choix de la méthode de foration fondamentalement dicté par :

- La résistance de la roche à forer (Indice de forabilité  $D_f$ ) ;
- Le diamètre de foration. [43]

#### V.3.2.1. La foreuse roto-percutante :

Dans ce type de machine, l'énergie y est utilisée pour 80 % dans la rotation et 20 % dans la percussion. Leur actionnement est hydropneumatique ou pneumatique. Ces sondeuses forent des trous de diamètre variant de 20 à 50 mm et même plus. Les types les plus connus de ces perforatrices emploient peu d'air comprimé en vue de la percussion, leur piston étant totalement libre. Les caractéristiques essentielles de ces sondeuses sont :

- La séparation complète de la rotation et de la percussion ;
- Le contrôle indépendant de la rotation et de la percussion permettant une adaptation à chaque type de roche ;
- La pression constante et élevée sur le trépan qui est constituée selon la nature de la roche avec un profil spécial.

Les principaux avantages de ces sondeuses résident en :

- Une diminution du nombre de pièces mobiles en vue de la percussion permettant un meilleur rendement et une moindre consommation d'air comprimé ;
- Une rotation appropriée imprimée par un moteur hydraulique permettant une meilleure efficacité ;
- Une transmission directe de la puissance à la douille d'emmanchement ;
- Une plus grande économie due à la vitesse plus élevée de la pénétration, à une diminution des frais d'entretien et une plus longue durée de l'équipement.

Les types des ces sondeuses

a) **Sondeuses avec marteau hors du trou :**

Le mécanisme de rotation et de frappe se trouve à l'extérieur du trou. dans ce type, une partie de l'énergie de frappe se perd dans le train de tiges (flambement, élasticité, frottements contre les parois du trou), et ce d'autant plus que le trou est plus profond.

a) **Sondeuses avec marteau fond du trou :**

Le mécanisme de frappe (percuteur) est disposé à l'intérieur du trou et le mécanisme de rotation est situé en dehors. Dans ce type, l'inconvénient de perdre de l'énergie de frappe se remédie, en transportant le dispositif de percussion au bas du forage, sur l'outil, la rotation restant commandée à partir de la surface par l'intermédiaire du train de tiges.

Dans les deux types, le flux d'air permet de remonter les cuttings du terrain.

**V.3.2.2. La foreuse à percussion :**

Ces perforatrices sont habituellement pneumatiques. Toute leur énergie est pratiquement utilisée pour la percussion. Ce sont les plus anciennes, et elles ont atteint actuellement un maximum de progrès technique; mais elles seront remplacées peu à peu par d'autres types. [31]

**V.3.2.3. La foreuse à rotation :**

Toute l'énergie y est employée pour la rotation. Elles ont un rendement optimum dans les roches tendres, leur pénétration est déterminée par le profil de la couronne. Leur commande est électrique ou hydraulique. [33]

**V.3.3. Les paramètres de la sondeuse**

La foratoin des trous dans la carrière UMABT est réalisée par l'engin de foration (chariot) de type : Atlas copco (D9), pneumatique sur chenilles avec marteau pneumatique hors du trou et récupération de poussières pour forer des trous de 89 mm.

**V.3.3.1. Le rendement de la sondeuse :**

La vitesse moyenne de foration des trous de mines de diamètre 89 mm et longueur de 16,3 m est de l'ordre de 0,75 m/min d'où le temps nécessaire pour forer ce trou est de :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{B_v}$$

Où :

$T_f$  : La durée de réalisation d'un trou ;

$L_{tr}$  : La longueur de trou ;

$B_v$  : La vitesse d'avancement, 0,75 m/min.

$$T_f = \frac{16,3}{0,75}$$

$$T_f = 21,73 \text{ min}$$

Le rendement de la sondeuse durant un poste de travail est déterminé par le nombre des trous, qui est calculé par la relation suivante :

$$R_s = \frac{T \times K_u}{T_f}$$

Tel que :

$R_s$  : Le rendement de la sondeuse (trous/post) ;

$T$  : la durée d'un poste (8heurs = 480 min) ;

$K_u$  : Le coefficient d'utilisation de la foreuse, 0,87 ;

AN :

$$R_s = \frac{480 \times 0,87}{21,73}$$

$$R_s = 19,21 \approx 19 \text{ trous/post}$$

**V.3.3.2. Nombre de foreuses nécessaires :**

Le nombre des foreuses nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante :

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{R_s \times N_{p/j} \times N_{j/a} \times Q_{tr}}$$

Où :

$P_a$  : La production annuelle souhaitée :  $P_a = 1\,800\,000$  T/an au départ.

$K_r$  : Le coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ÷ 1.25); On prend :  $k_r = 1,25$ ;

$R_s$  : Le rendement de la sondeuse (trous/post);

$N_{p/j}$  : Le nombre de postes de travail par jour, (pour la foration un seul poste) ;

$N_{j/a}$  : Le nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, ( $N_a = 312$  jours) ;

$Q_{tr}$  : La quantité (en tonne) de la roche abattue par un trou.

$$N_s = \frac{1800000 \times 1,2}{19 \times 1 \times 312 \times 366,34}$$

$$N_s = 0,99 \approx 1$$

Donc, on utilise une seule sondeuse dans les travaux de forage.

## V.4. Les explosifs

### V.4.1. Définition d'un explosif

On appelle explosif une combinaison chimique ou un mélange mécanique qui, sous l'action d'une impulsion extérieure (réchauffement, étincelles, chocs), est apte à exploser, c'est-à-dire qu'il peut se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de gaz capables de produire un travail mécanique.

On appelle explosion une réaction chimique très exothermique et extrêmement rapide libérant une grande quantité de gaz qui, sous l'effet de la température élevée instantanément, produit un travail mécanique et engendre dans le milieu environnant des ondes de choc.

### V.4.2. Les catégories des explosifs

#### V.4.2.1. Les explosifs déflagrant :

La déflagration de la substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans la matière. La vitesse de décomposition est relativement lente, elle est comprise entre 10 et 400m/s.

#### V.4.2.2. Les explosifs détonant :

La détonation est le régime de décomposition le plus rapide et donc celui qui donne les effets mécaniques les plus importants.

La détonation est une réaction chimique exothermique qui se propage dans l'explosif couplé avec une onde de choc. Cette réaction chimique exothermique dégage des gaz (surtout  $\text{CO}_2$  et  $\text{H}_2\text{O}$ ) dont la température est comprise entre 1000 et 4000 ° C. La pression est de 1000 à 25000 MPa. La vitesse de détonation est comprise entre 1000 et 8000 m/s. La détonation se propage dans l'explosif qui se trouve initialement dans des conditions de température, de pression, de volume massique  $T_0$ ,  $P_0$ ,  $V_0$ , à une vitesse supérieure à la vitesse du son. La zone de réaction est étroite quand l'explosif est un corps pur ou un mélange homogène. [44]

### V.4.3. Les explosifs utilisés dans les carrières algériennes

#### V.4.3.1. Les explosifs gélatineux :

De consistance gélatineuse contenant beaucoup d'huile explosive, ils ne sont pas sensibles à l'eau et conviennent pour les travaux d'abattages des roches dures telles que le calcaire cristallin, les grés durs et les granites. Parmi lesquels on distingue : [45]

- ✓ Géonit ;
- ✓ Gelanit I ;
- ✓ Gelanit II.

#### V.4.3.2. Les explosifs pulvérulents :

De consistance poudreuse ne contenant pas ou très peu d'huile explosive, ils sont hygroscopiques. Ils sont recommandés pour les roches tendres à mi-dures.

On distingue :

- ✓ Marmanit I
- ✓ Marmanit II
- ✓ Marmanit III
- ✓ Anfomil

### V.4.4. Les caractéristiques des explosifs utilisés dans la carrière UMABT

#### V.4.4.1. La Marmanit II :

- ✓ Explosif à base de nitrate d'ammonium ;
- ✓ Sensibilisé au moyen d'un explosif brisant ;
- ✓ De couleur grise ;
- ✓ Aspect pulvérulent ;
- ✓ Considéré comme un explosif de sûreté ;
- ✓ Sensible à l'eau ;

#### a) L'utilisation

Utilisée dans les régions sèches, elle est adaptée aux terrains à roches tendres ou de dureté moyenne.

**V.4.4.2. L'Anfomil :**

- ✓ Couleur blanc rose ;
- ✓ Aspect pulvérulent ;
- ✓ Il est amorcé au moyen de cordons détonants ;
- ✓ Peu sensible aux actions mécaniques ;
- ✓ Considéré comme explosif de sûreté ;
- ✓ Très facile à manipuler ;
- ✓ Mauvaise résistance à l'eau ;
- ✓ Sa vitesse de détonation diminue avec le diamètre des trous.

**a) L'utilisation**

Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et des travaux à ciel ouvert.

**Tableau V.3 :** Les principales caractéristiques de l'Anfomil et de la Marmanit II.

L'explosif utilisé	Marmanit II			Anfomil
Résistance à l'eau	Médiocre			Médiocre
Densité	1.05			0.85
Vitesse de détonation [m/s]	4500			2600 ± 100
Puissance C.U.P	1,27			1.15
Energie [kJ/kg]	3987			3803.8
Volume de gaz [L/kg]	868			967
conditionnement	En cartouche			En sac de 25 Kg
	Diamètre (mm)	Longueur (mm)	Poids (g)	
	65	750	2500	

#### V.4.5. L'Effets des explosifs dans un massif rocheux

Le processus de la fracturation à l'explosif repose sur l'action combinée de l'onde de choc et des gaz d'explosion. En effet l'action de l'explosif dans un massif rocheux peut être caractérisée par la succession de plusieurs phénomènes :

- Tout d'abord, lors de la détonation d'un explosif, une onde de choc (onde de compression), va engendrer des contraintes supérieures à la résistance en compression de la roche. Cet état de contrainte va donc broyer la roche en fines particules, dans une zone autour du trou désignée par « zone de broyage ». La décroissance de ces contraintes est cependant très rapide : à courte distance (3 à 5 fois le rayon de la cartouche), les contraintes sont inférieures à la résistance en compression ;
- On observe ensuite la création de fissures radiales : l'onde de choc perd en intensité, mais les contraintes tangentielles qu'elle crée sont encore suffisantes pour fracturer la roche via des contraintes tangentielles de traction. Malgré une décroissance en  $1/r^3$  dans la zone de broyage et en  $1/r^2$  par la suite, les contraintes demeurent supérieures à la résistance en traction de la roche, dans une zone appelée zone transitoire (entre 20 et 50 de rayon de la cartouche). Au delà de cette zone, aucune fissuration microscopique marquante n'apparaît : c'est la zone sismique. L'onde contribue à affaiblir le massif, sans pour autant mettre en cause sa structure globale par des pré-fissurations ;
- En suite les ondes de choc initialement créées vont rencontrer des surfaces libres (typiquement, le front à abattre ou les discontinuités du massif) sur lesquelles elles vont se scinder en une onde transmise et une onde réfléchie. Dans le cas d'une interface roche-air, cette réflexion est presque totale. L'onde de compression initiale se réfléchit en une onde de traction. Cette onde réfléchie engendre dans le massif rocheux des contraintes de traction, qui vont dépasser les caractéristiques mécaniques de la roche et provoquer une fissuration appelée écaillage, dans une zone proche de l'interface. De plus, les ondes réfléchies, en se propageant, vont réinitialiser les fissures créées par la première phase ;
- La dernière étape de l'abattage à l'explosif consiste que les ondes de contraintes ont joué leur rôle, fissurant ou affaiblissant le massif, les gaz d'explosion emprisonnés vont pouvoir se détendre, poursuivant leur propagation et leur action. Ils filtrent dans les discontinuités, participant éventuellement à la fissuration, et mettant surtout l'ensemble en mouvement. [26]

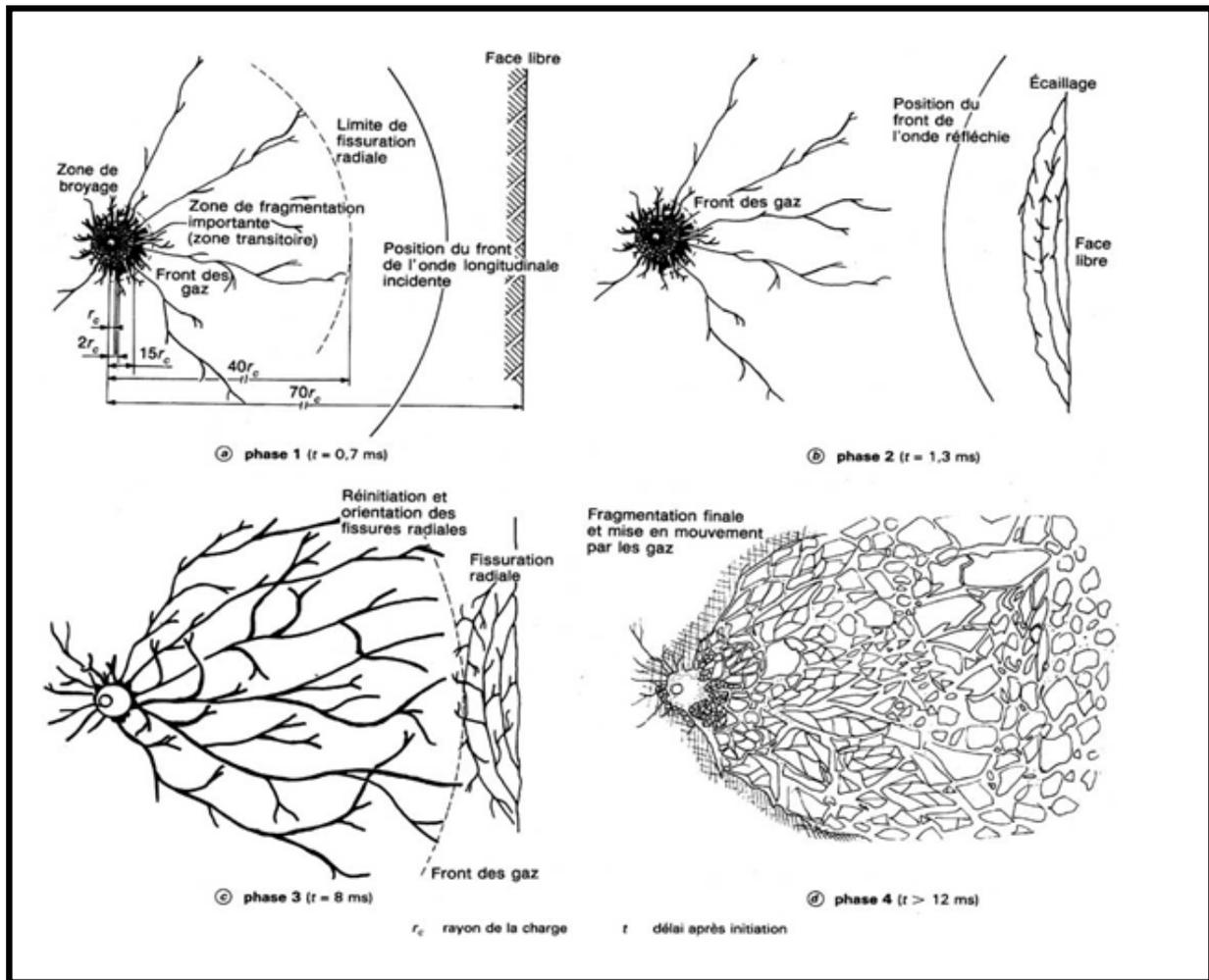


Figure V.4 : L'effet des explosifs sur la roche [36].

## V.5. Les accessoires de tir

Les accessoires du tir sont fondamentaux dans la réussite d'un tir parmi lesquelles on peut citer :

### V.5.1. Les détonateurs

Ils initient une détonation dans les explosifs contigus à l'aide d'une charge amorçant de 0,6 g de pentrite, elle-même activée par un explosif primaire très sensible (capable de passer d'une combustion ordinaire à une détonation).

L'énergie thermique nécessaire pour leur initiation est fournie essentiellement, aujourd'hui, par :

- ✓ une perle d'allumage échauffée par un courant électrique
- ✓ la détonation d'un explosif confiné dans un guide d'onde de choc (un tube) ; ce système non électrique est commercialisé sous le nom de Nonel.

Tous les détonateurs comportent une poudre retardatrice, qui brûle dans des temps qui sont des multiples d'un certain retard DER (500 ms) ou des temps qui sont multiples d'une certaine microretard DMR (20 à 25 ms) ;qu'il s'agit d'une détonateur à retard ou à microretard.

#### V.5.1.1. Les avantages des DMR :

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement d'air par l'explosion, d'où l'avantage que procure l'utilisation des microretards lors des tirs programmés aux environs des constructions.
- Une meilleure fragmentation des roches et une meilleure prévision d'étalement des produits de tir.
- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur et de laisser ainsi des cartouches in-explosées au front de taille ou dans les déblais.

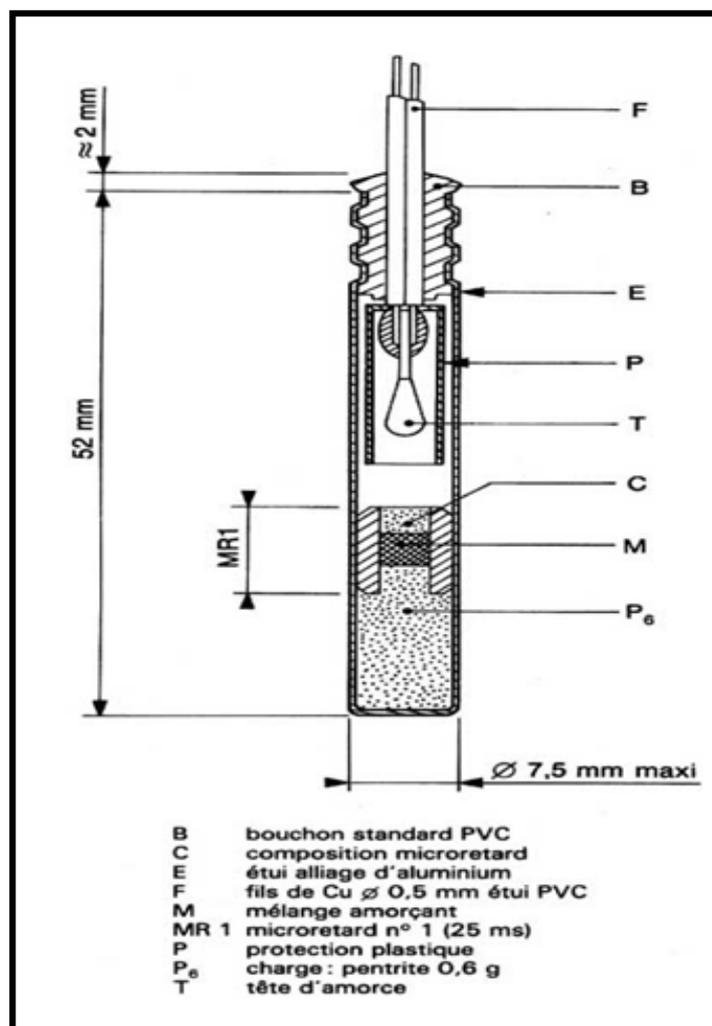


Figure V.5 : Les composants d'un DMR. [46]

### V.5.2. Cordeaux détonant

Le cordeau détonant est flexible, il est composé d'une âme en penthrite. C'est un explosif très puissant, il est enveloppé de fils tressés recouverts d'une matière plastique. Cela lui confère une étanchéité et une résistance élevées à l'eau. Sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s.

Il sert essentiellement à transmettre la détonation à plusieurs charges lors des tirs. Il peut remplacer, dans certains cas, la charge explosive pour certains types de travaux tels que pré-fissuration et découpage de la roche. Il est amorcé par tous les types de détonateurs électriques.

### V.5.3. Fil de tir

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm<sup>2</sup>. Sa résistance pour 100 m est de 6,1Ω ; il est utilisé pour les circuits de tir électriques.

### V.5.4. Exploseur

Les exploseurs sont des générateurs de courant continu qui donnent pendant un temps très court une tension et une intensité suffisante pour faire détoner un nombre d'amorce déterminé. La puissance des exploseurs est indiquée sur une plaquette fixée sur l'appareil.[45]

## V.6. L'amorçage

### V.6.1. Définition physique du phénomène d'amorçage

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose, il faut lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation, de plus cette énergie doit être apportée par unité de volume. Plus cette quantité d'énergie sera faible et plus en pourra dire que l'explosif considéré est sensible. Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, une inflammation, une compression, des ondes de chocs, etc. [40]

Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes : [32]

- L'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement ;

- L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats ;
- Les fils et les cordeaux ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes ;
- L'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire ;
- L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

### V.6.2. Le type d'amorçage

La détonation est propagée du haut vers le bas ou inversement par le cordeau détonant. Le cordeau doit être amorcé par un détonateur ou un autre cordeau détonant placé en surface. La mise à feu de l'explosif peut s'effectuer par :

#### V.6.2.1. L'amorçage latéral :

L'amorçage latéral est réalisé par un cordeau détonant, qui est placé tout le long du trou pour assurer l'amorçage de l'explosif.

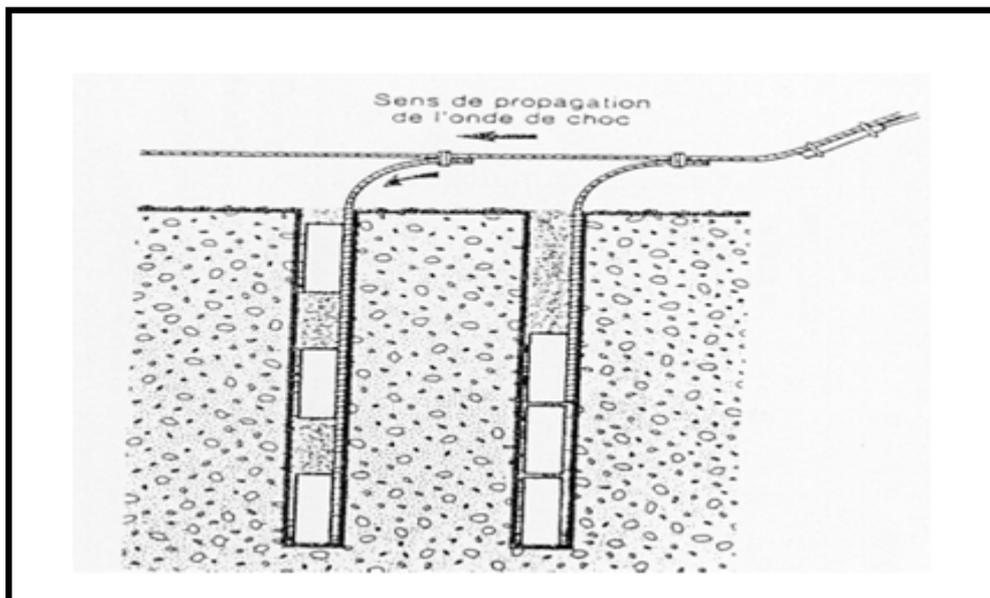


Figure V.6 : Amorçage latéral.

### V.6.2.2. L'amorçage ponctuel :

L'amorçage ponctuel est réalisé au moyen d'un détonateur mis à feu par un fil électrique. Le détonateur peut être trouvé en zone intermédiaire, ou en pied de la colonne d'explosif.

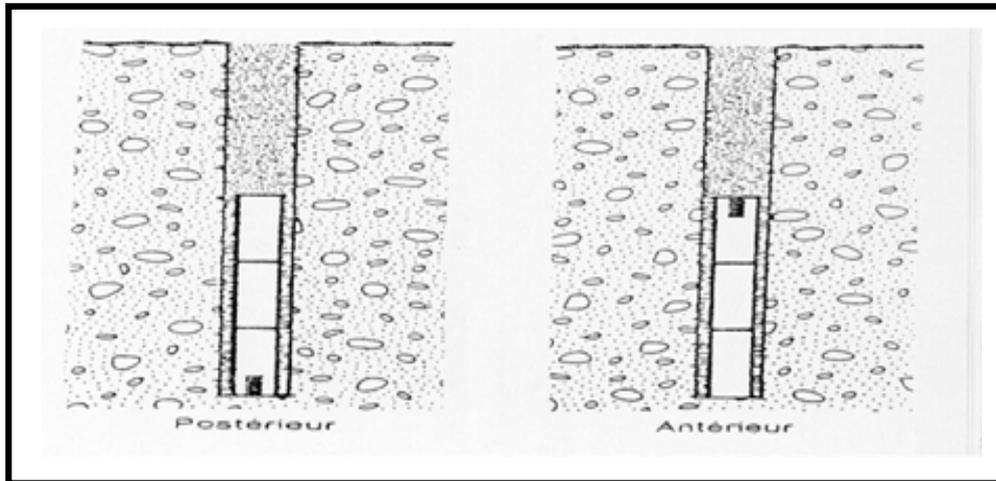


Figure V.7 : L'amorçage ponctuel.

### V.6.3. L'efficacité du type d'amorçage

En effet, au cours d'un tir, avec un **amorçage latéral**, l'onde de choc se propage perpendiculairement à l'axe du trou de mine. La distance de parcours de l'onde dans l'explosif est faible, aussi, le plus souvent, la détonation n'atteint-elle pas son régime stable. Cette diminution du rendement de l'explosif est confirmée par les mesures. L'onde de choc remontant vers le bourrage est faible, ce qui signifie que la fragmentation y est, a priori, insuffisante. Enfin, dans le cas de l'amorçage latéral (comme dans le cas de l'amorçage ponctuel en tête), les gaz sont formés d'abord en tête de colonne. L'expulsion du bourrage est rapide (risques de projection) et, en conséquence, le déplacement du pied et de l'ensemble des fragments de roche du massif est plus faible. On peut donc attendre de l'amorçage latéral :

- un rendement parfois plus faible de l'explosif ;
- une fragmentation moins poussée du massif ;
- des projections éventuelles ;
- un déplacement du pied insuffisant ;
- des blocs au niveau du bourrage.

Dans le cas de l'**amorçage ponctuel au pied**, l'onde qui descend dans le massif sous-jacent est faible, alors que celle qui remonte dans la zone de bourrage et qui se réfléchit à la surface est puissante. De plus, les gaz formés d'abord au pied sont mieux confinés ; ainsi, le

ped est il bien dégagé. Le bourrage est soumis à une pression des gaz moins importante et plus tardive, d'où les résultats suivants :

- bon déplacement du pied ;
- bonne fragmentation générale et plus particulièrement dans la zone du bourrage ;
- diminution des projections ;
- protection du massif sous-jacent. [46]

## V.7. Le chargement

Dans les mines à ciel ouvert modernes, le chargement s'effectue le plus souvent au moyen de pelles à câbles, de pelles hydrauliques ou de pelles en butte. Divers autres facteurs entrent cependant en ligne de compte dans le choix de ces engins. Pour le chargement de blocs anguleux ou en terrain humide, les pelles sur chenilles sont préférables. Par contre, les chargeuses sur pneus, d'un coût bien moindre, conviennent pour le chargement de matériaux de plus faible calibre et faciles à extraire. Ces chargeuses sont très maniables et particulièrement bien adaptées aux opérations exigeant des déplacements rapides et aux opérations de mélange de matériaux. Elles sont souvent utilisées pour reprendre les produits apportés par camions à proximité des concasseurs, les transporter et les déverser dans ces derniers.

### V.7.1. Le rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse dépend des facteurs suivants :

- Type de la chargeuse ;
- Capacité du godet ;
- Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée ;
- Granulométrie des roches chargées ;
- Schéma technologique du travail de la chargeuse ;
- Type d'engin de transport et sa capacité de charge ;
- La forme et les dimensions du chantier (la plate-forme de travail) ;
- L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier.

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_f \times T \times K_u \times \rho}{t_c \times K_f}$$

Tel que :

V : La capacité du godet de la chargeuse (m<sup>3</sup>) ;

K<sub>f</sub> : Le coefficient de foisonnement ;

K<sub>r</sub> : Le coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ;

T : durée d'un poste de travail (h) ;

K<sub>u</sub> : Le coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail ;

ρ : La masse volumique de la roche (t/m<sup>3</sup>) ;

t<sub>c</sub> : La durée d'un cycle de chargement (S).

$$t_c = t_r + t_{mc} + t_{\acute{e}} + t_{mv}$$

Avec :

t<sub>r</sub> : Le temps de remplissage du godet ;

t<sub>mc</sub> : Le temps de marche à charge ;

t<sub>é</sub> : Le temps de déchargement ;

t<sub>mv</sub> : Le temps de marche à vide.

Les mesures prélevées sur le terrain sont dressées dans le tableau suivant :

**Tableau V.4** : Les mesures relatives à l'excavateur.

Le temps (s)	Les mesures							moyen
t <sub>r</sub>	5,2	8,5	6,4	5,2	8,6	7,7	7,1	6,95
t <sub>mc</sub>	5,5	3,5	4,7	4,5	4,6	4,8	5,2	4,69
t <sub>dé</sub>	3,7	3,6	3,4	4,1	3,3	3,7	3,8	3,66
t <sub>mv</sub>	3,7	4,2	5	4,3	4,8	5,1	4,6	4,53

AN :

$$t_c = 6,95 + 4,69 + 3,66 + 4,53$$

$$t_c \approx 20$$

Donc :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 1,5 \times 0,9 \times 8 \times 0,87 \times 2,6}{20 \times 1,5}$$

$$R_{ch} = 2931,55 \text{ t/poste}$$

### V.7.2. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivant :

$$N_g = \frac{Q_c \times K_f}{V \times k_r \times \rho}$$

Tel que :

$Q_c$  : La capacité de la benne du camion (t).

Dans la carrière UMABT, ils utilisent deux types des camions : le STEYR(SX3254VR354), le DUMPER (ASTRA RD 40) et chacun des deux ayant une capacité différente de l'autre.

Donc :

**1<sup>er</sup> cas : STEYR**

$$N_g = \frac{20 \times 1,5}{1,5 \times 0,9 \times 2,6}$$

$$N_g \approx 9 \text{ godets}$$

**2<sup>eme</sup> cas : DUMPER**

$$N_g = \frac{40 \times 1,5}{1,5 \times 0,9 \times 2,6}$$

$$N_g = 17 \text{ godets}$$

## V.7. Le transport

Le transport des produits dans les mines à ciel ouvert se fait généralement à l'aide de camions. Bien souvent, l'utilisation des camions se limite aux transports entre les points de chargement des produits et le point de transfert, qui peut être un concasseur. Toutefois, le coût du transport par camions dans les mines exploitées à ciel ouvert, représente en général plus de 50% des frais d'exploitation de la mine.

### V.7.1. Rendement des camions

Le rendement d'un camion est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T_p \times K_q \times K_u}{t_c}$$

Tel que :

$Q_c$  : La capacité de la benne du camion (t) ;

$T_p$  : La durée d'un poste (h) ;

$K_q$  : Le coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ( $K_q \leq 1$ , On prend  $K_q = 0.9$ ) ;

$K_u$  : Le coefficient d'utilisation du camion durant un poste de travail ;

$t_c$  : le temps de réalisation d'un cycle ;

$$t_c = t_r + t_{mc} + t_{\acute{e}} + t_{mv} + t_m$$

Avec :

$t_r$  : Le temps de remplissage du camion ;

$t_{mc}$  : Le temps de marche à charge ;

$t_{\acute{e}}$  : Le temps de déchargement ;

$t_{mv}$  : Le temps de marche à vide.

$t_m$  : Le temps du manœuvre.

Tableau V.5 : Les mesures relatives au camion (STEYR).

Le temps (s)	Les mesures							moyen
$t_r$	142,2	128,4	122,4	129	124,2	140,4	132	131,23
$t_{mc}$	370,2	381,6	426,6	378	382,2	372,6	427,2	391,20
$t_{dé}$	44,2	61,2	43,3	72,6	51	61,2	45,8	54,19
$t_{mv}$	240	245,5	254,4	256,2	264,6	248,4	228	248,16
$t_m$	35,4	38	34,4	37,4	39,3	37,1	42,2	37,69

Tableau V.6 : Les mesures relatives au camion (DUMPER).

Le temps (s)	Les mesures							moyen
$t_r$	192	192,6	211,8	204	201	195,6	208,8	200,83
$t_{mc}$	373,8	369	370,8	381	377,4	387	420	382,71
$t_{dé}$	35	36,3	37,9	36,6	46,3	41,4	40,5	39,14
$t_{mv}$	247,8	300	248,4	243	246	255	261,6	257,40
$t_m$	23,4	29,2	24,1	24,4	25	35	28	27,01

AN :

1<sup>er</sup> cas : STEYR

$$t_c = 131,23 + 391,20 + 54,19 + 248,16 + 37,69$$

$$t_c = 862,47 \text{ s}$$

1<sup>er</sup> cas : DUMPER

$$t_c = 200,83 + 382,71 + 39,14 + 257,40 + 27,01$$

$$t_c = 907,09 \text{ s}$$

Donc :

**Cas d'un STEYR :**

$$R_c = \frac{3600 \times 20 \times 8 \times 0,9 \times 0,87}{862,47}$$

$$R_c = 523 \text{ t/poste}$$

**Cas d'un DUMPER :**

$$R_c = \frac{3600 \times 40 \times 8 \times 0,9 \times 0,87}{907,09}$$

$$R_c = 994,4 \text{ t/poste}$$

### V.7.2. Nombre des camions nécessaires pour assurer la production

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c \times N_p}$$

Tel que :

$P_j$  : La production journalière (t/h) ;

$K_i$  : Le coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0,8 et 1,2 On prend  $K_i = 1,2$ )

$R_c$  : Le rendement d'un camion (t/poste) ;

$N_p$  : Le nombre des postes par jour.

**1<sup>er</sup> cas : STEYR**

$$N_c = \frac{5769,23 \times 1,2}{523 \times 2}$$

$$N_c = 7 \text{ camions}$$

**1<sup>eme</sup> cas : DUMPER**

$$N_c = \frac{5769,23 \times 1,2}{994,4 \times 2}$$

$$N_c = 4 \text{ dumpers}$$

Pour combiner entre les deux types des camions pendant les heures de travail, on choisit seulement que deux dumper et on cherche le nombre nécessaire des camions pour atteindre la production journalière 5769,23 t.

Le rendement des deux dumpers est égal : 3977,6 t/jour.

Donc le nombre des camions nécessaire est :

$$N_c = \frac{(5769,23 - 3977,6) \times 1,2}{523 \times 2}$$

$N_c = 2 \text{ camions}$
---------------------------

### Conclusion

L'abattage à l'explosive est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière, il consiste à bien déterminer les paramètres de forage et de tir en vue d'assurer la production souhaité (1800000 tonne). De plus la phase de chargement et transport est aussi une étape important dans l'exploitation, puisque elle dépend le rendement de chaque engin utilisé qui influe généralement sur la production désiré.

# ***CHAPITRE VI***

***Les plans d'extension et  
d'exploitation de la carrière***

## Introduction

Afin d'exploiter le maximum possible de la roche calcaire réserver dans le périmètre de la carrière, nous présentons dans ce chapitre l'ensemble des plans d'extension destinés pour l'exploitation de la partie non exploitée (vierge), et nous estimons la quantité de la roche à extraire pour chaque niveau.

### VI.1. La topographie actualisée

L'entreprise a commencé l'exploitation dans la partie Nord-Est du gisement, et ce après avoir réalisé une piste d'accès principale qui permet d'accéder au sommet pour un niveau d'exploitation de 900 m.

Le plan topographique actuel est présenté dans l'annexe (3).

### VI.2. Le réserves de la partie non exploitée

L'estimation des réserves exploitables est faite à partir d'un logiciel Auto-CAD et Covadis, les résultats obtenus sont dressés dans les tableaux suivants :

**Tableau VI.1** : Les réserves de la coupe AA' – BB'.

Niveaux	Surface 1 (m <sup>2</sup> )	Surface 2 (m <sup>2</sup> )	Distance (m)	Le volume (m <sup>3</sup> )	Le tonnage (t)
<b>889</b>	829,51	533,22	100	68137	177155
<b>877</b>	1345,9	952,52	100	114921	298795
<b>863</b>	1840,36	1424,21	100	163229	424394
<b>848</b>	2312,45	1949,14	100	213080	554007
<b>833</b>	2655,66	2418,63	100	253715	659658
<b>818</b>	3004,8	3043,3	100	302405	786253
<b>803</b>	3389,67	3541,89	100	346578	901103
<b>788</b>	3792,27	3999,5	100	389589	1012930
<b>773</b>	4193,29	4450,29	100	432179	1123665
<b>785</b>	4571,63	4862,82	100	471723	1226479
<b>750</b>	2725,99	2749,05	100	273752	711755
<b>Totale</b>				<b>3 029 305</b>	<b>7876193</b>

Tableau VI.2 : Les réserves de la coupe BB' – CC'.

Niveaux	Surface 1 (m <sup>2</sup> )	Surface 2 (m <sup>2</sup> )	Distance (m)	Le volume (m <sup>3</sup> )	Le tonnage (t)
889	533,22	56,56	100	25448	66165
877	952,52	439,29	100	67956	176685
863	1424,21	844,88	100	112201	291723
848	1949,14	1238,89	100	159402	414444
833	2418,63	1553,56	100	198610	516385
818	3043,3	1919,55	100	248143	645171
803	3541,89	2329,51	100	293570	763282
788	3999,5	2755,6	100	337755	878163
773	4450,29	3240,27	100	384528	999773
785	4862,82	4091,86	100	447734	1164108
750	2749,05	2520,32	100	263469	685018
<b>Totale</b>				<b>2 538 814</b>	<b>6 600 916</b>

Tableau VI.3 : Les réserves de la coupe CC' – DD'.

Niveaux	Surface 1 (m <sup>2</sup> )	Surface 2 (m <sup>2</sup> )	Distance (m)	Le volume (m <sup>3</sup> )	Le tonnage (t)
889	56,56	0	100	1885	4902
877	439,29	202,04	100	31308	81401
863	844,88	649,58	100	74723	194280
848	1238,89	1265,74	100	125232	325602
833	1553,56	1755,11	100	165434	430127
818	1919,55	2120,88	100	202022	525256
803	2329,51	2481,92	100	240572	625486
788	2755,6	2893,32	100	282446	734360
773	3240,27	3307,09	100	327368	851157
785	4091,86	3788,04	100	393995	1024387
750	2520,32	2267,59	100	239396	622428
<b>Total</b>				<b>2 084 379</b>	<b>5 419 386</b>

Donc la quantité totale qui sera exploitée d'amont à l'aval est égale à **19 896 495 t**.

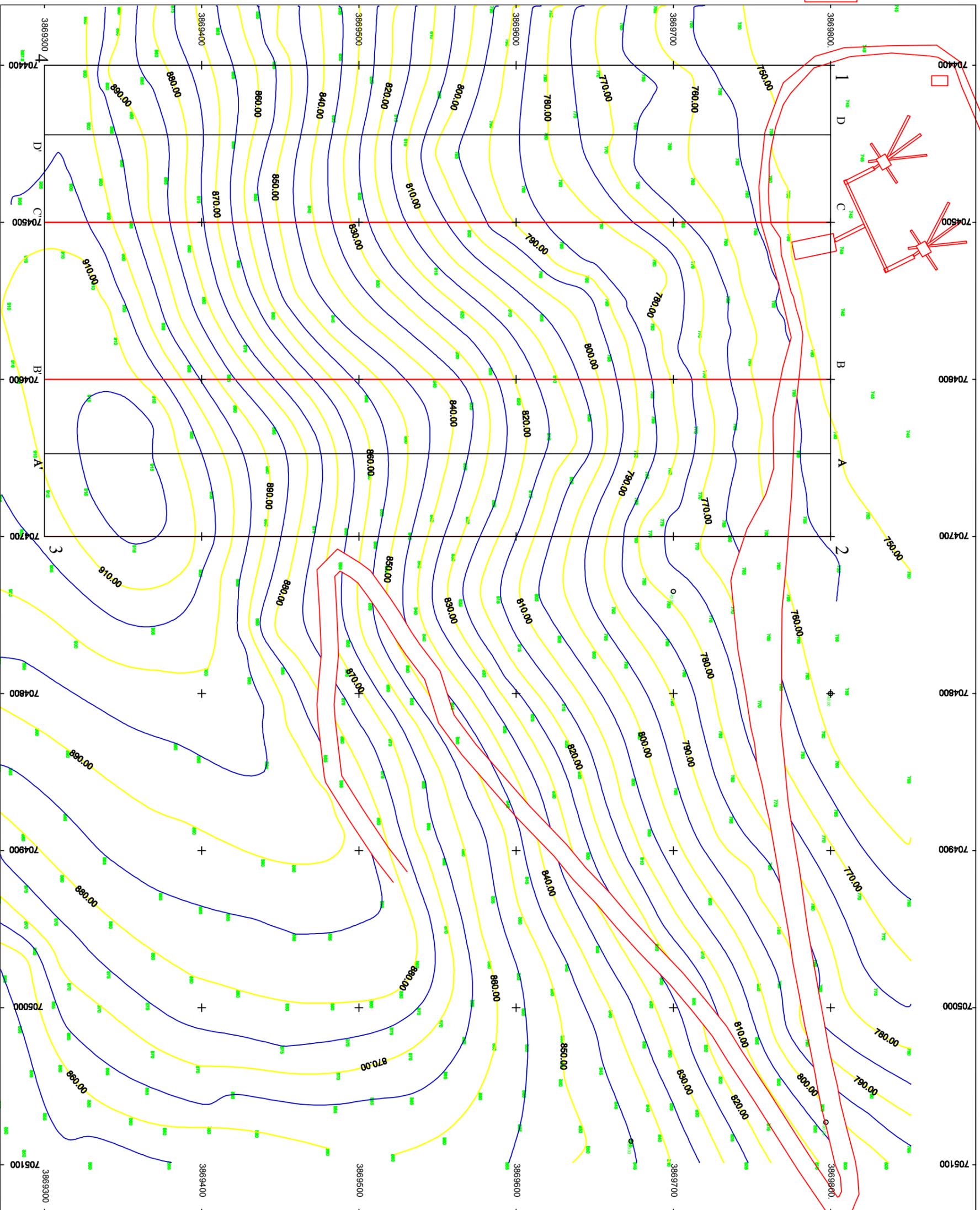
### VI.3. Les réserves géologiques de la partie non exploitée

L'ensemble des réserves géologiques qui se trouvent dans la limite du périmètre d'exploitation de cette partie est présenté dans le tableau suivant :

**Tableau VI.4** : Les réserves géologique.

N° de coupes	Surface 1 (m <sup>2</sup> )	Surface 2 (m <sup>2</sup> )	Distance (m)	Le volume (m <sup>3</sup> )	Le tonnage (t)
AA'-BB'	36 956	36 378	100	3 666 737	9 533 515
BB'-CC'	36 378	27 298	100	3 183 838	8 277 979
CC'-DD'	27 298	26 085	100	2 669 189	6 939 891
<b>Totale</b>				9519764	24751385

Les profils et les plans d'extension sont présentés comme suit :



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maitresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maitresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut ou vers le bas.

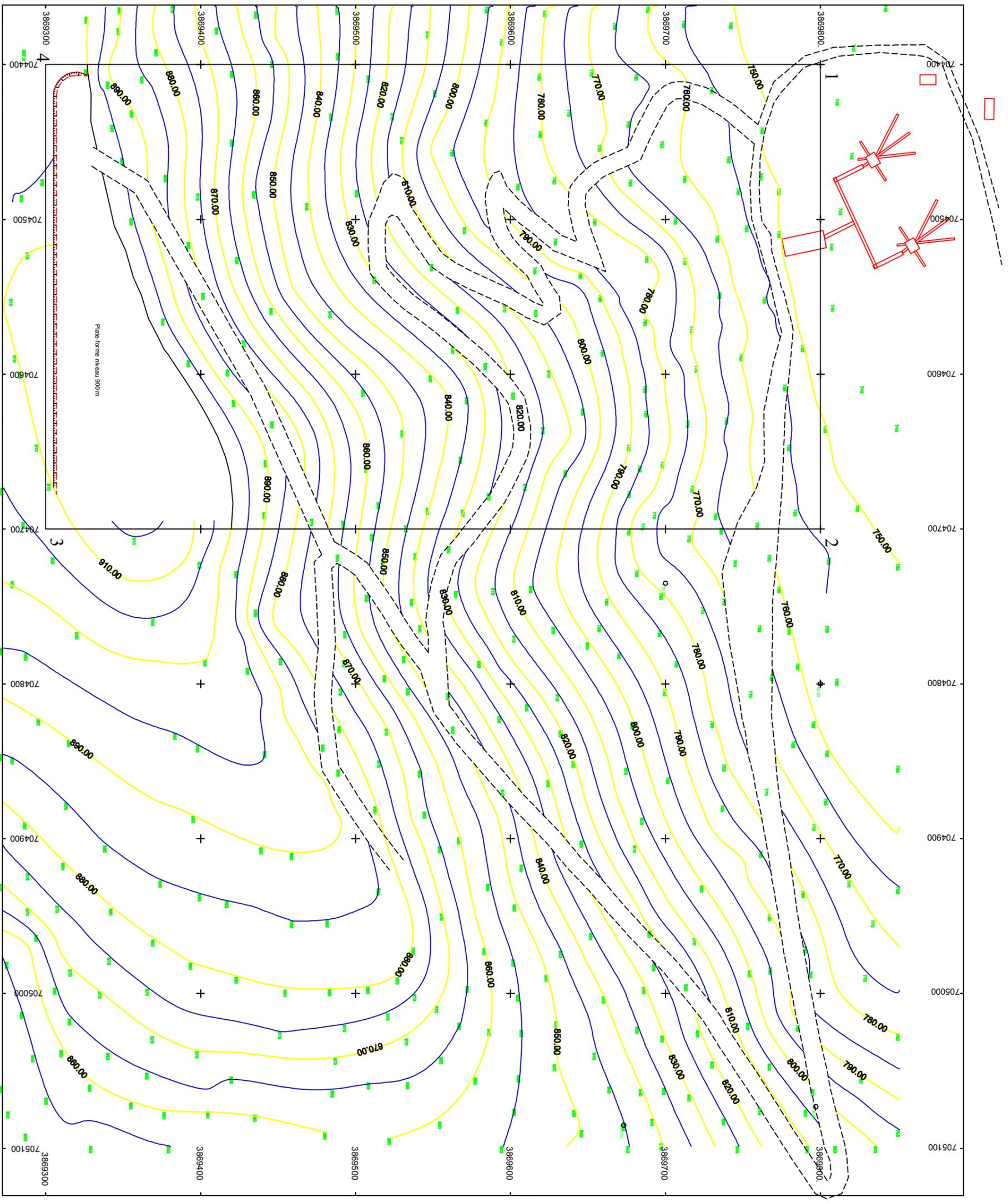
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULA

PLAN TOPOGRAPHIQUE  
 (EMPLACEMENT DES PROFILS TOPOGRAPHIQUES)  
 EURL UMABI  
 CARRIERE D'AGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 15 Ha  
 REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMAN  
 SBAASA ALHEDDINE  
 DATE : 05.06.2015



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABDES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUS  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUS  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULA

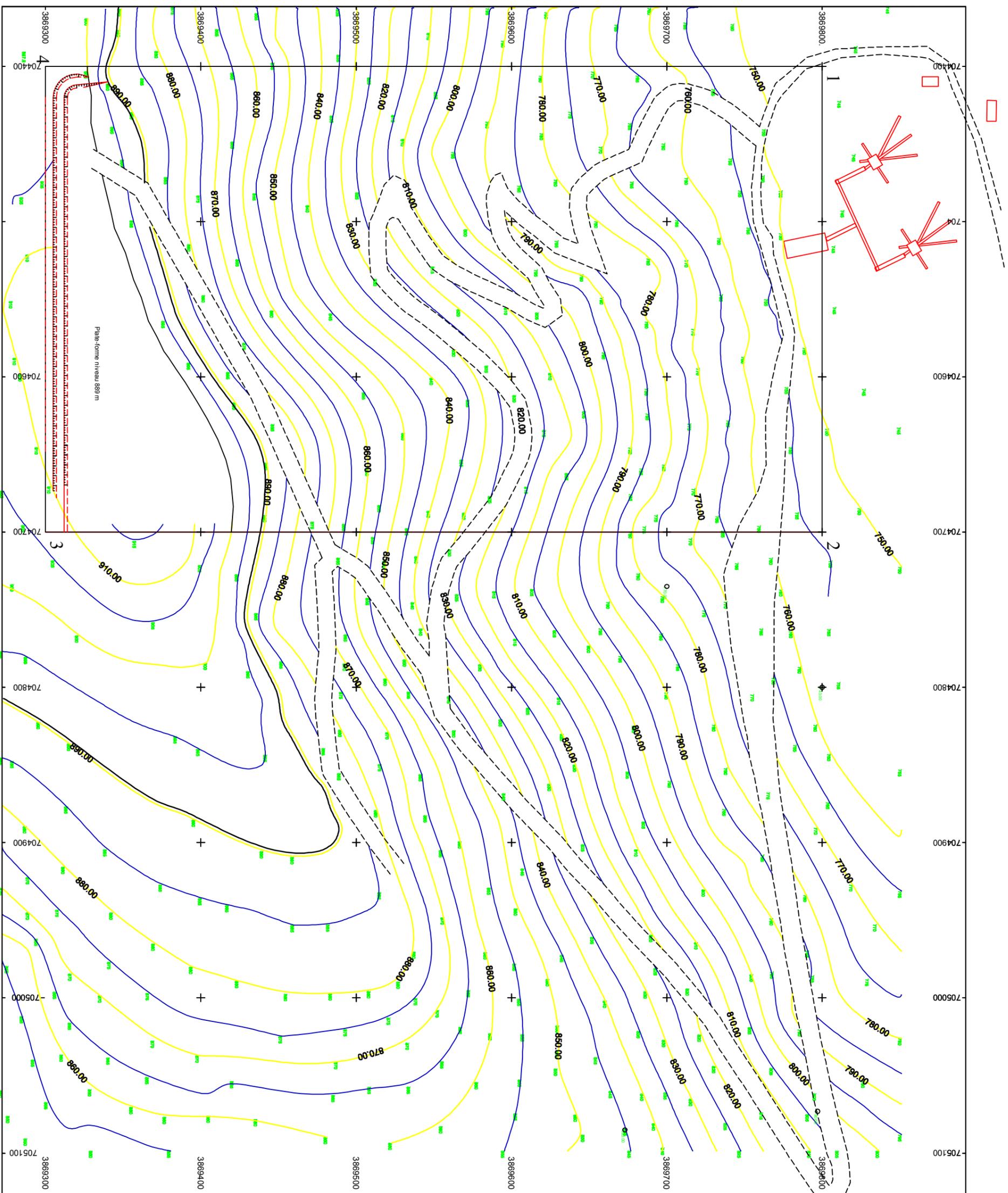
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 01  
 EURI UMART  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

EGHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 151h  
 DATE : 05. 06. 2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMAN  
 SBAAS SALHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUS  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUS  
 LIEU DIT : DJIBEL KRAOULA

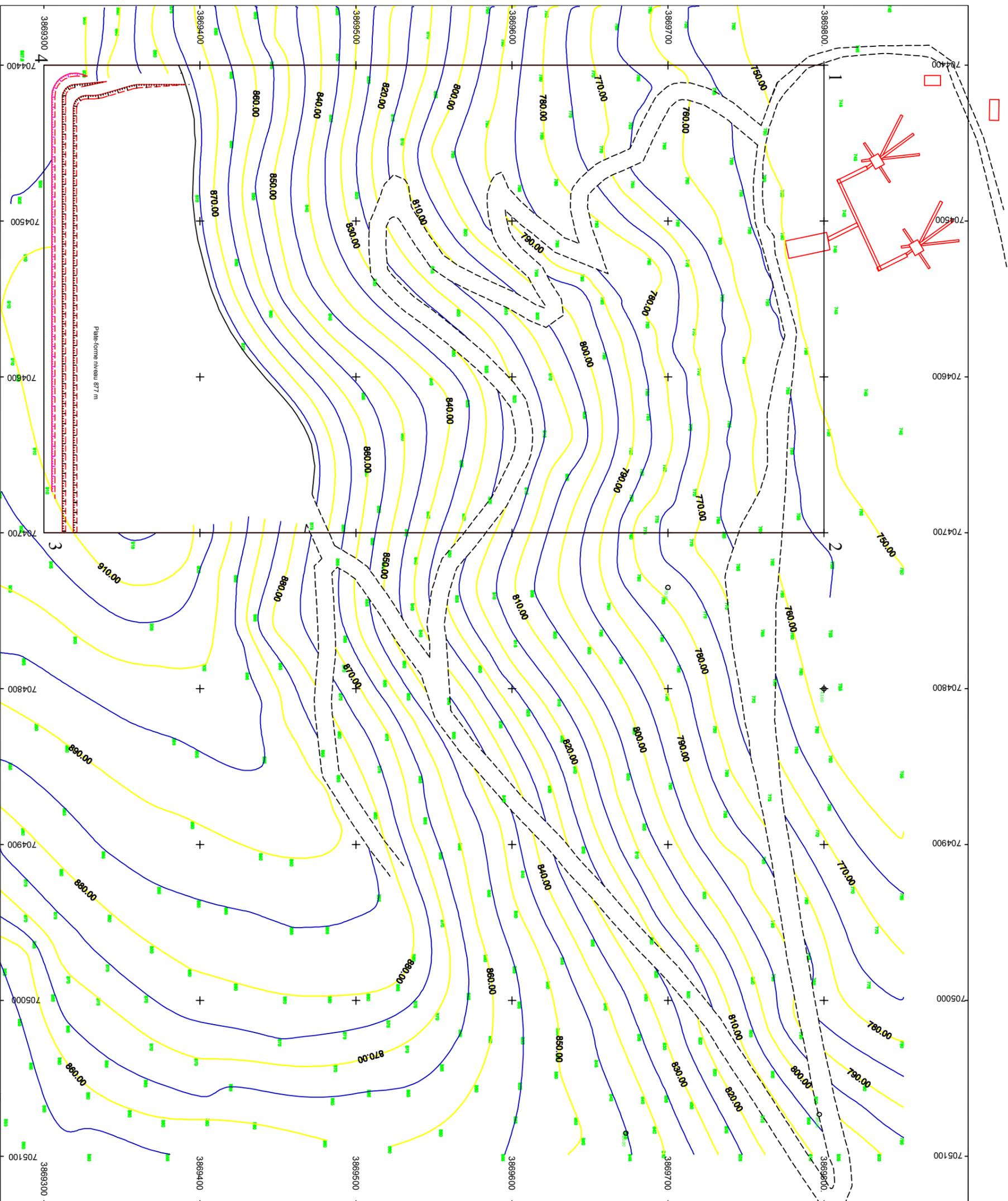
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 02  
 EURI UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000 eme  
 SUPERFICIE : 151ha  
 DATE : 05.06.2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMIEN  
 SEBAA SALHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Jardin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maitresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maitresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DARIA DE : SIDI ALI BEN YOUSIF  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUSIF  
 LIEU DIT : DIEBEL KRAOULA

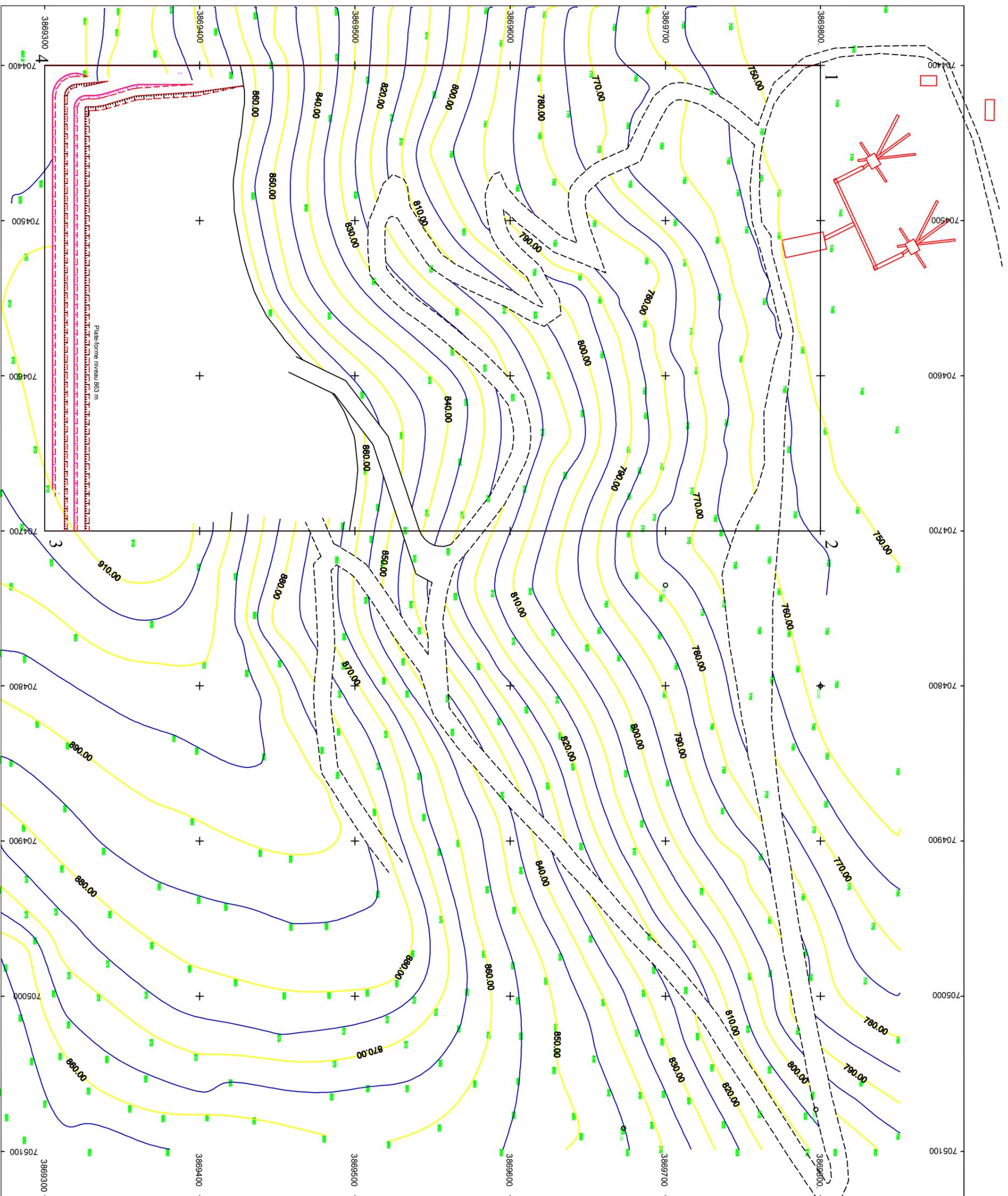
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 03  
 EURL UMABT  
 CARRIERE DAGREGAITS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 15 ha  
 DATE : 05.06.2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEIMEN  
 SEBBA SAHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maitresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maitresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut ou vers le bas.

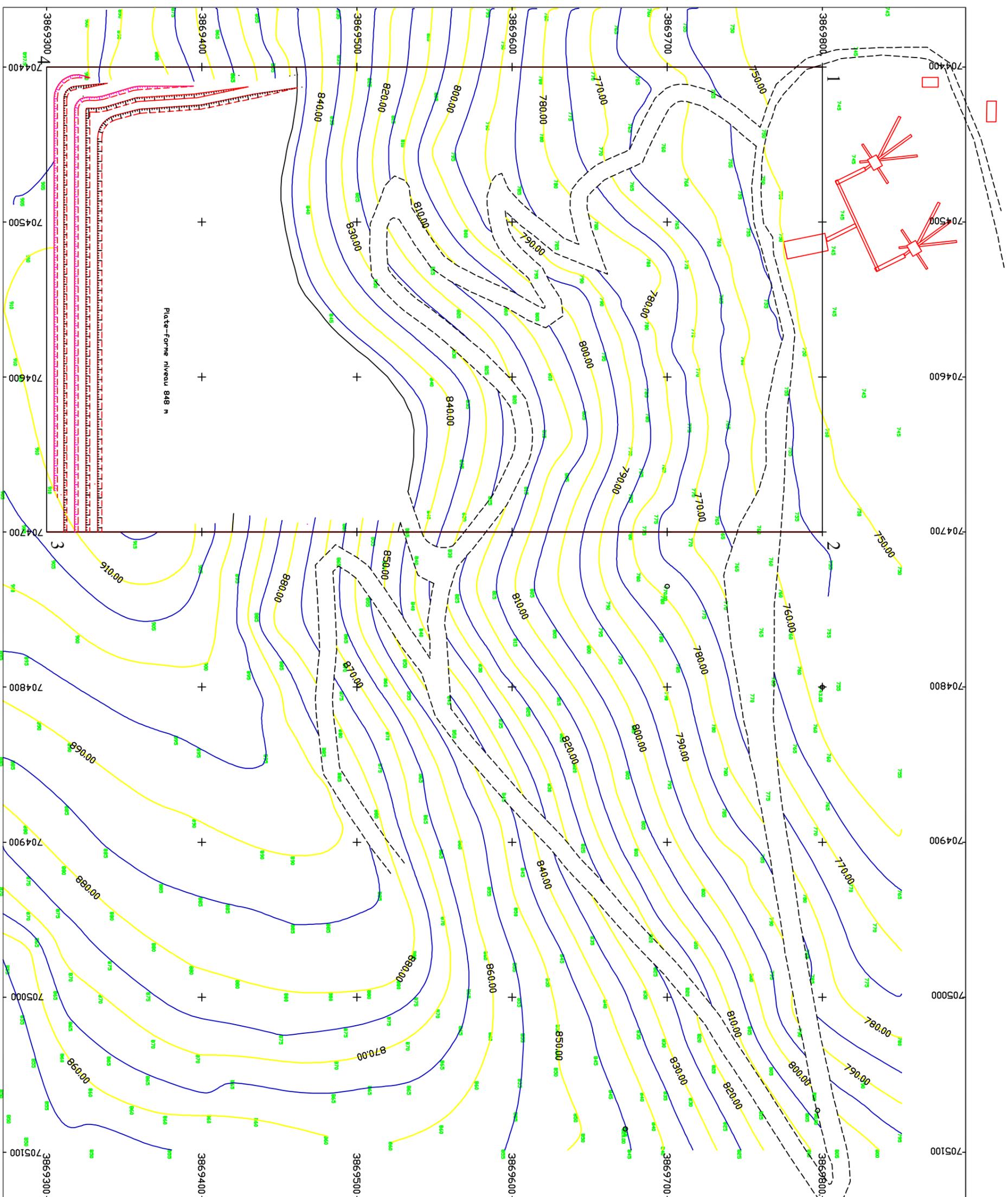
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALIBEN YOUS  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUS  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 04  
 EURI UMART  
 CARRIERE D'AGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 15Ha  
 DATE : 05 - 06 - 2015  
 REALISE PAR : KAHENE SOULEYMAN  
 SEBAA SAHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maitresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maitresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUS  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUS  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULA

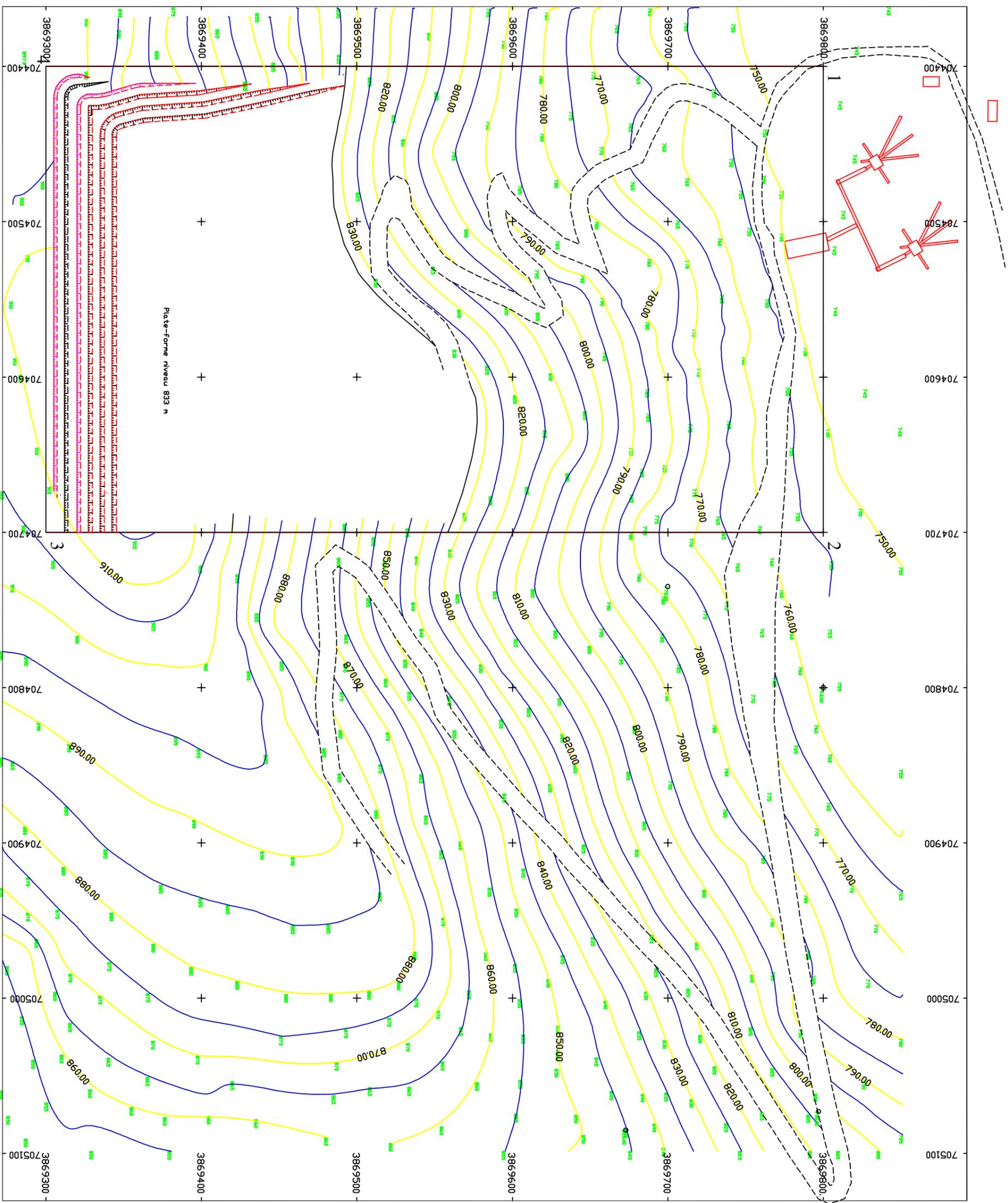
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 05  
 FURL UMABT  
 CARRIERE D'AGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 151ha  
 DATE : 05.06.2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMAN  
 SEBAHA SAHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La nomenclature des courbes est, de gauche de cette notice que le sommet des courbes est orienté vers le haut du dessin.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALIBEN YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI ALIBEN YOUB  
 LIEU DIT : DIBEL KRAOULA

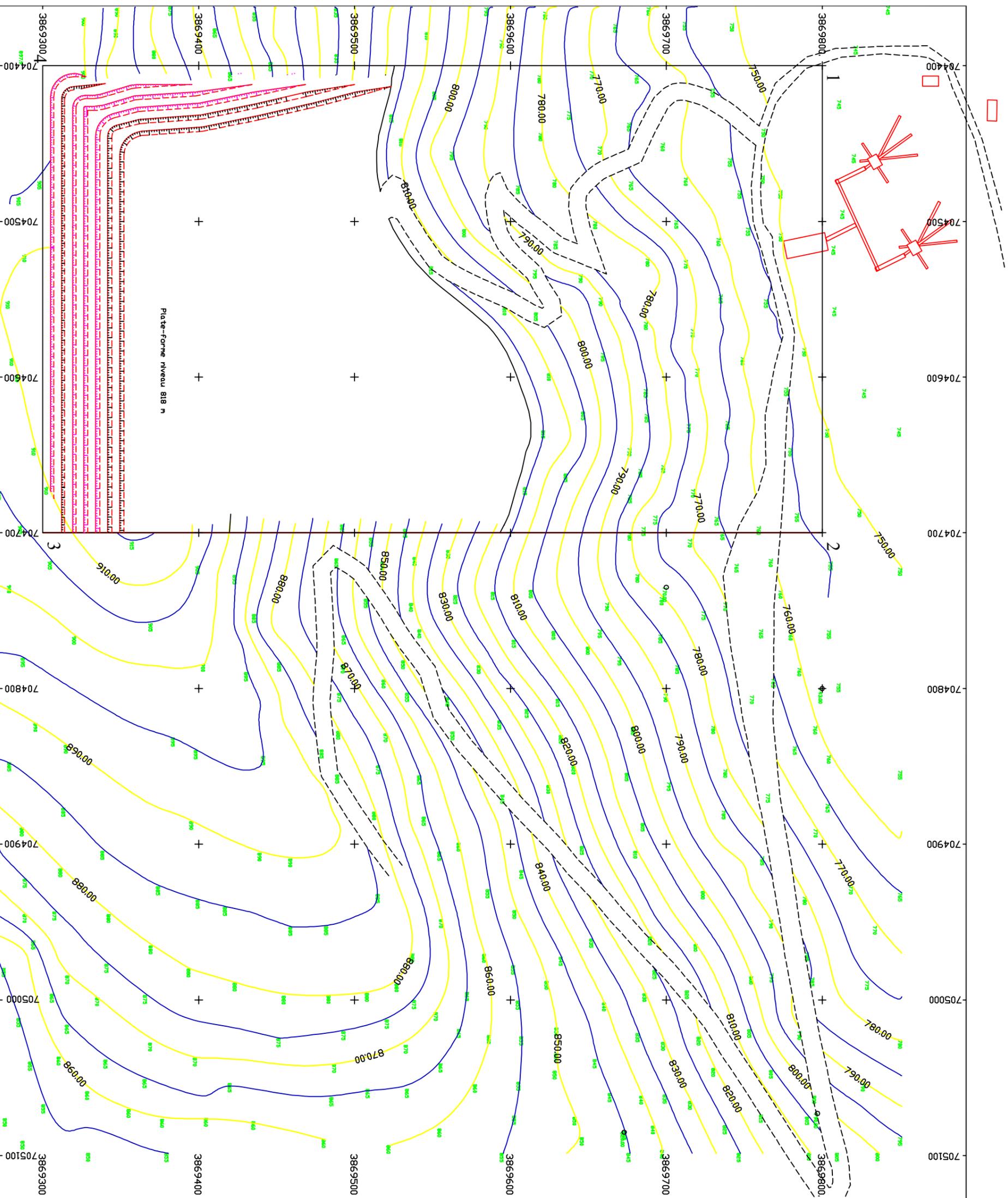
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 06  
 EURL UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000,ème  
 SUPERFICIE : 15Ha  
 DATE : 05. 06. 2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMAN  
 SEBAA SALHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUSF  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUSF  
 LIEU DIT : DJERBEL KRAOULA

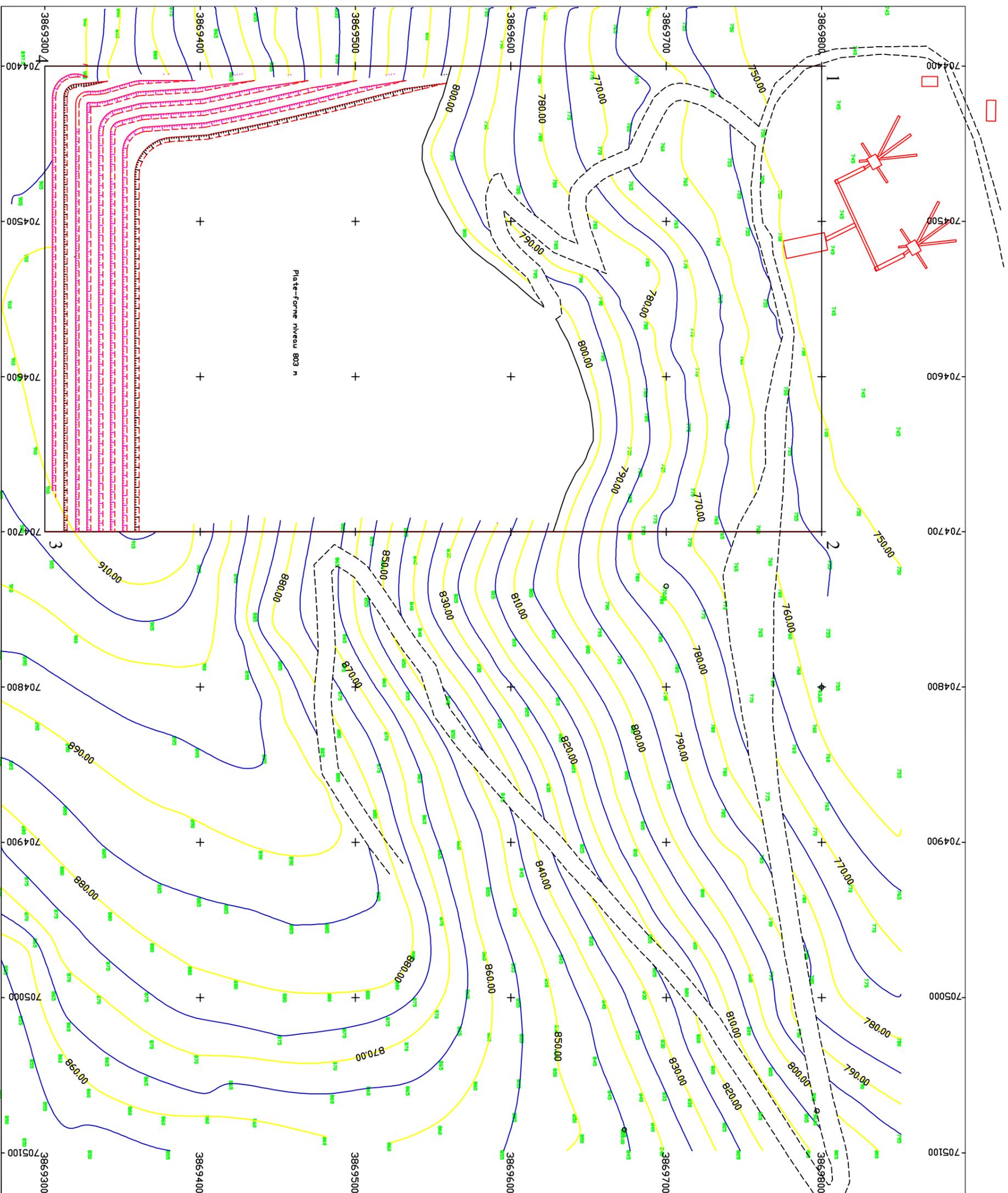
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 07  
 EURI UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHILLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 151ha  
 DATE : 05 - 06 - 2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOUL EYMEN  
 SEBAA SALHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE SIDI ALI BEN YOUSF  
 COMMUNE DE SIDI ALI BEN YOUSF  
 LIEU DIT : DIEBEL KRAOULA

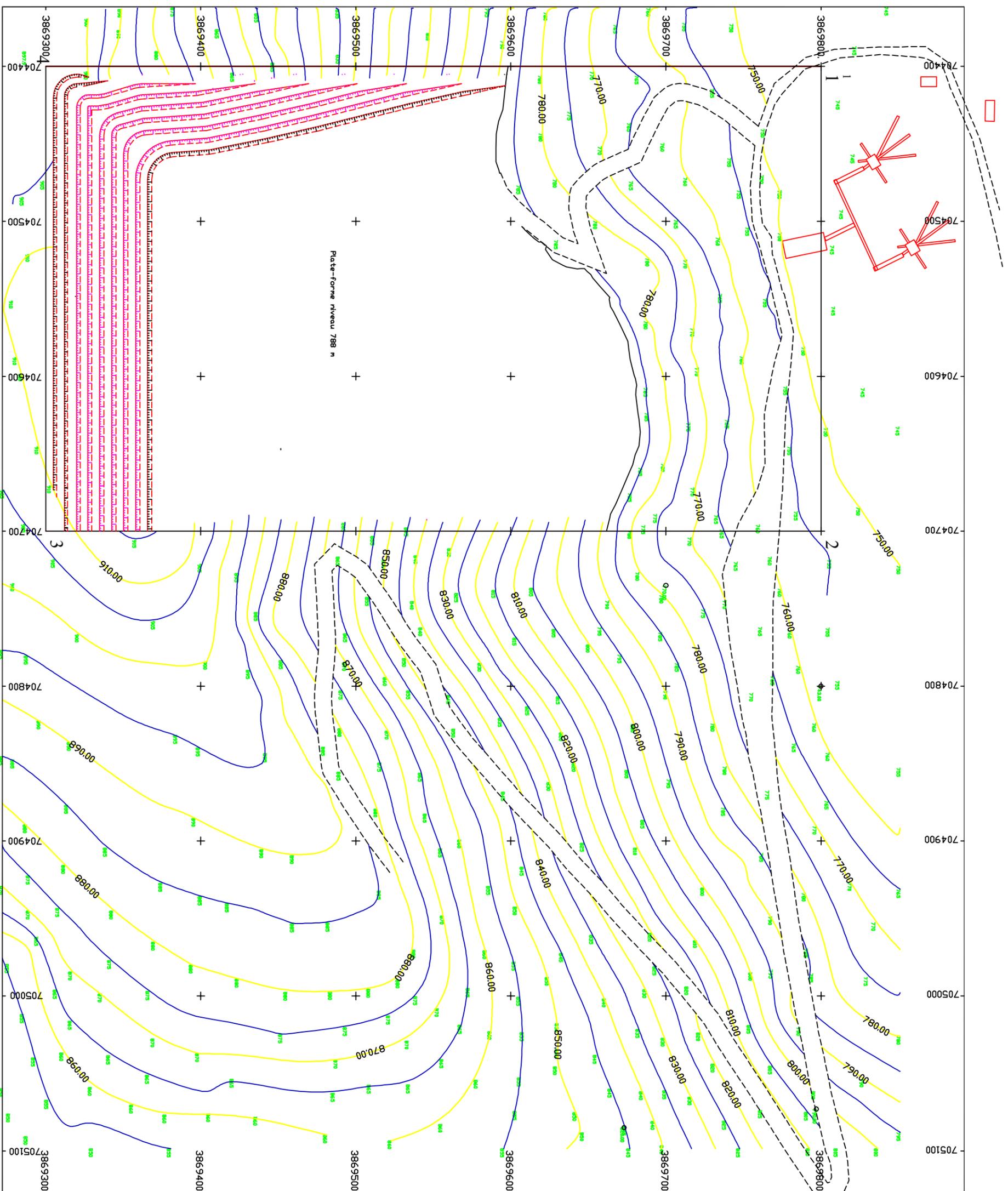
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 08  
 EURI UMABT  
 CARRIERE D'AGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 15ha  
 DATE : 05.06.2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMEN  
 SBRAA SALHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maitresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maitresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUSF  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUSF  
 LIEU DIT : DIBEL KRAOULA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 09  
 EURL UMABT  
 CARRIERE D'AGREGATS

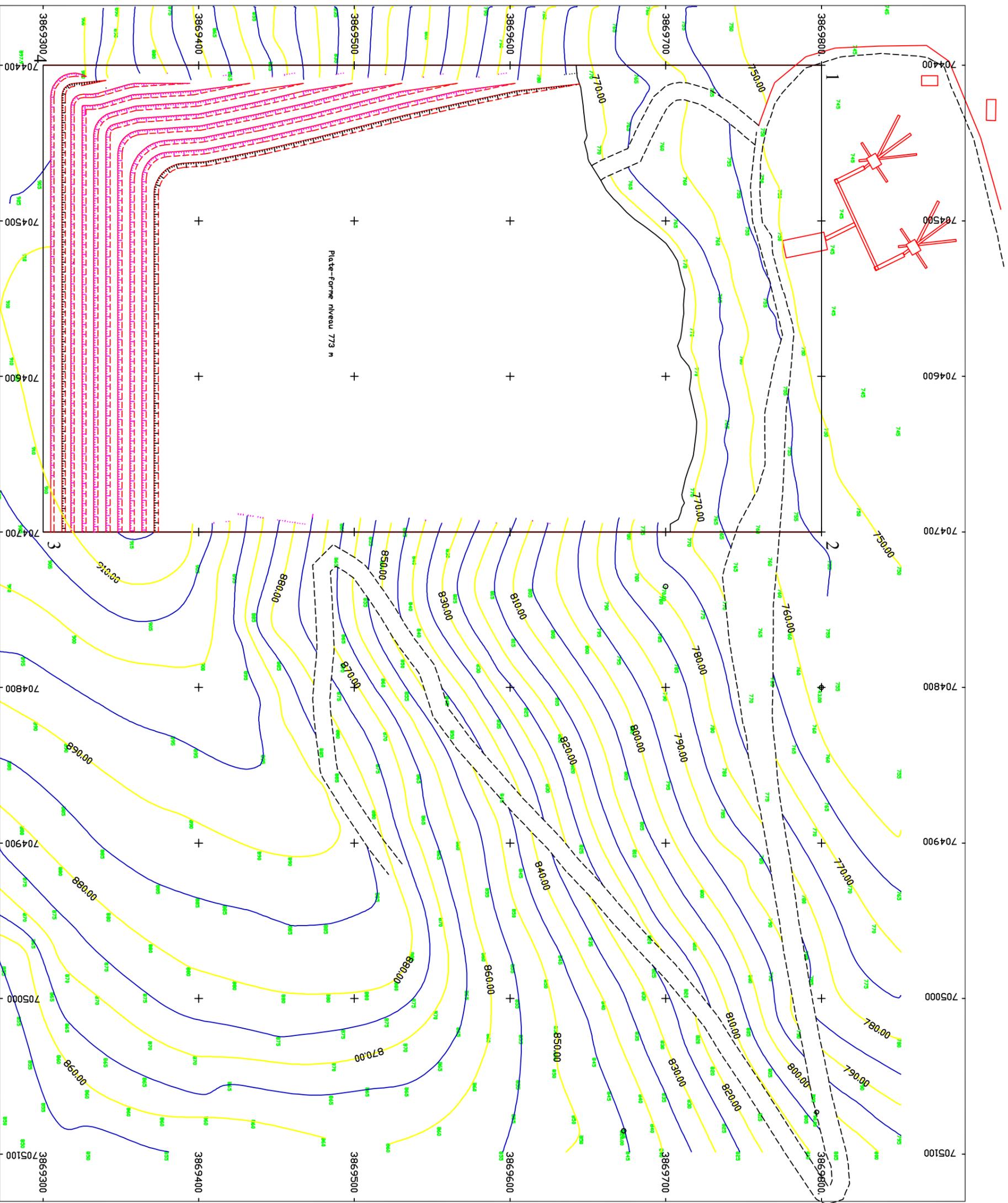
Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème

SUPERFICIE : 151ha  
 DATE : 05.06.2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOUL EYMEN  
 SIBAA SALHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Jardin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maitresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maitresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUSF  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUSF  
 LIEU DIT : DHEBEL KRAOULA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 10  
 EURL UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

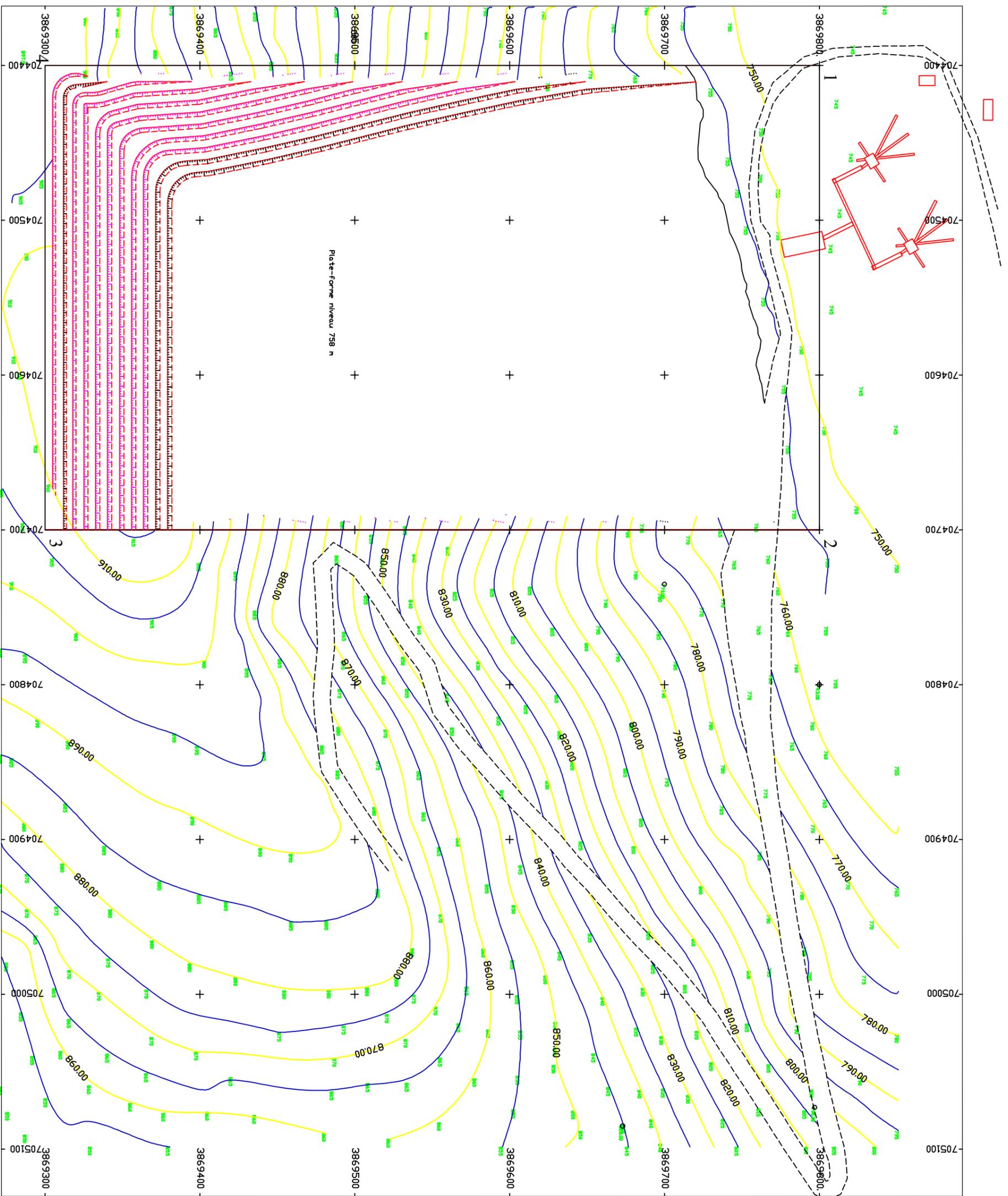
Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

EGHELLE : 1/1000,ème

SUPERFICIE : 15Ha

DATE : 05.06.2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMEN  
 SEBAA SALHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est décalquée de telle sorte que le sommet des courbes soit orienté vers le haut du versant.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI AL-BEN-YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI AL-BEN-YOUB  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULLA

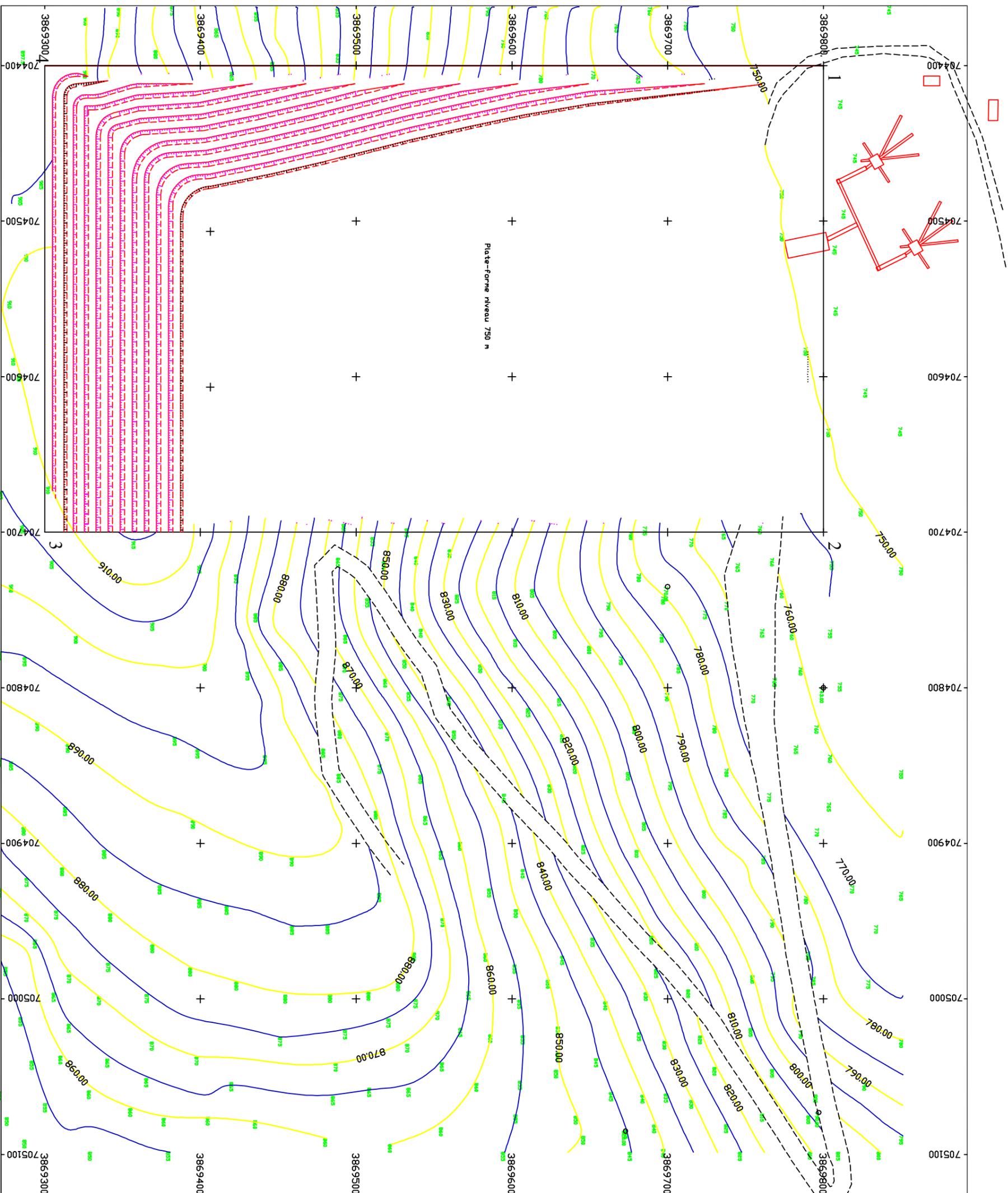
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 11  
 EURL UMABT  
 CARRIERE D'AGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHILLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 15ha  
 DATE : 05.06.2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMAN  
 SEBBA SAHLEDJINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Acliers et bureaux
  - Piste
  - Jardin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maitresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maitresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALIBEN YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI ALIBEN YOUB  
 LIEU DIT : DIEBEL KRAOULLA

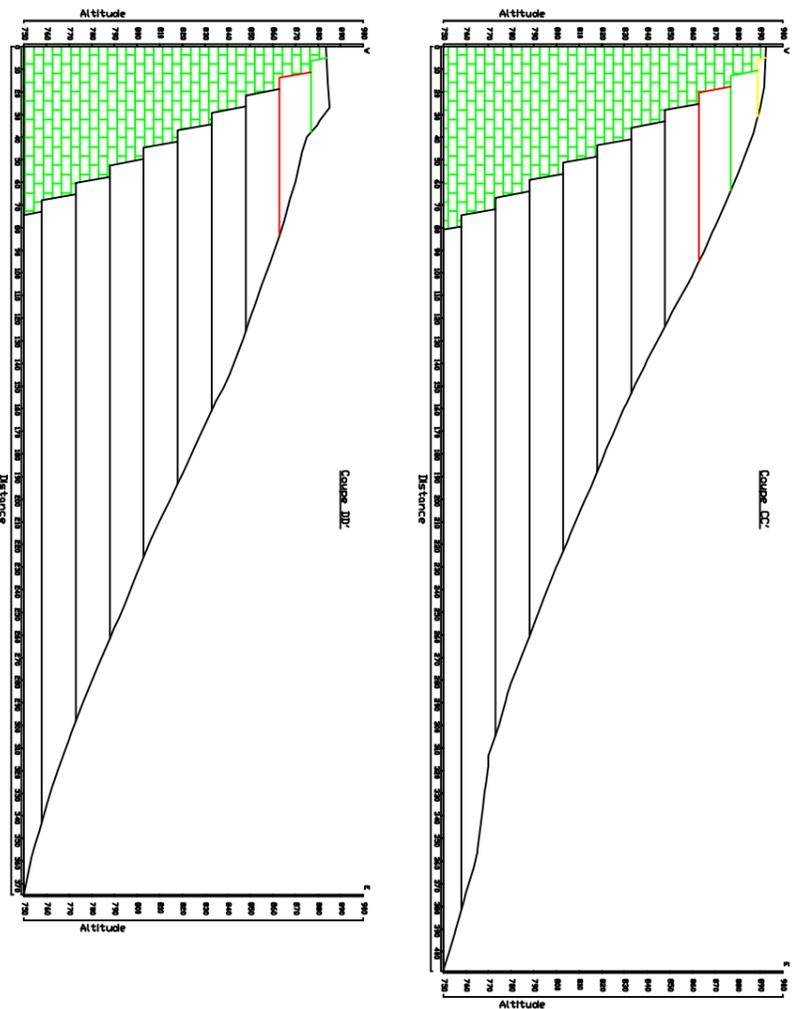
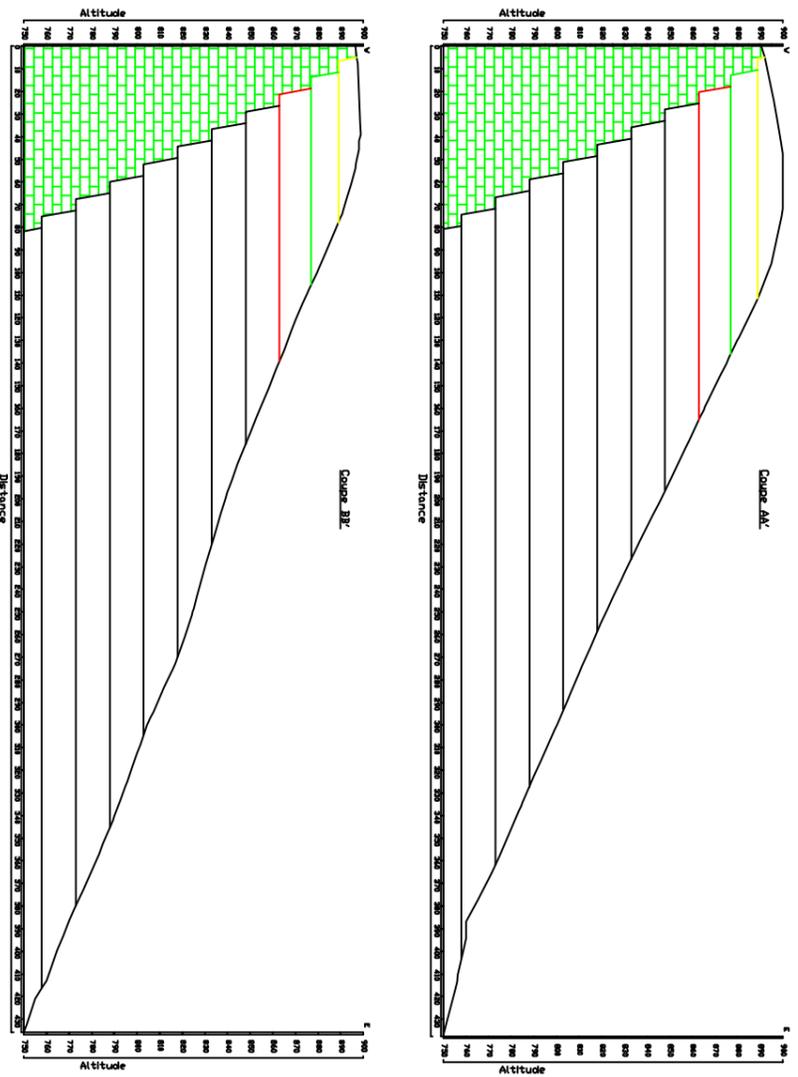
PLAN D'EXPLORATION  
 N° 12  
 EURL UMABT  
 CARRIERE DAGREGGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	704 700	3 869 800
3	704 700	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 151h  
 DATE : 05 / 06 / 2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEMIEN  
 SIBRAA SAHEDDINE



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 LIEU DIT : DIEBEL KRAOULA

COUPES D'EXPLOITATION  
 EURL UMABT  
 CARRIERE D'AGREGATS

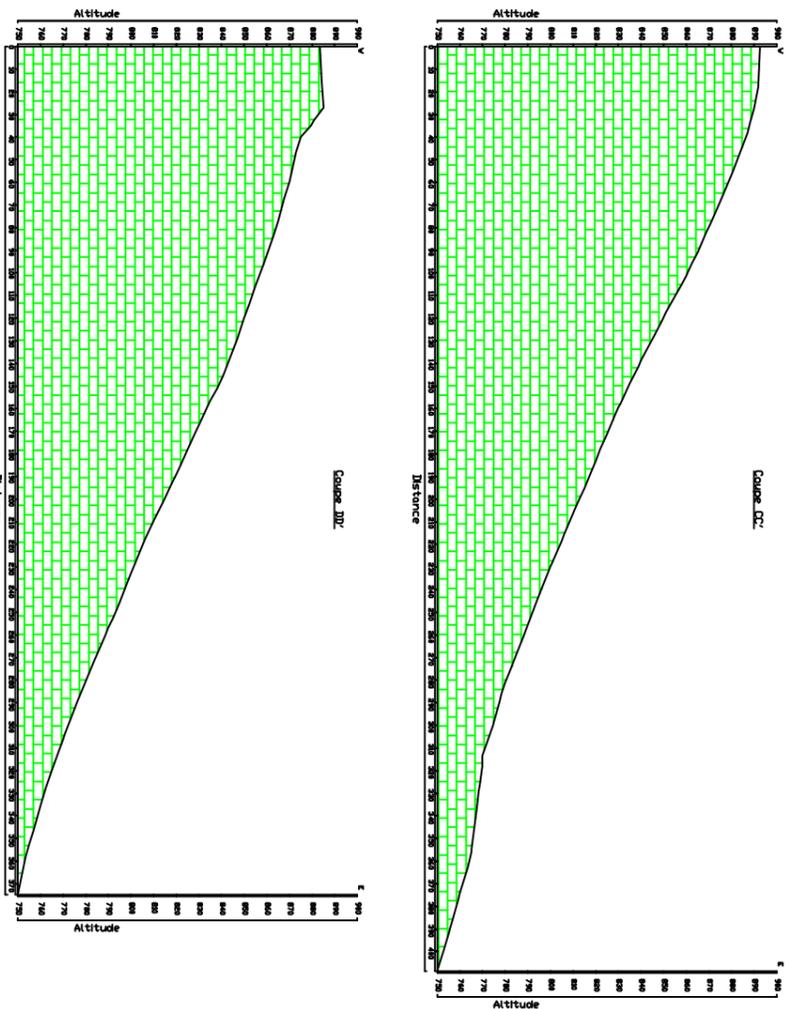
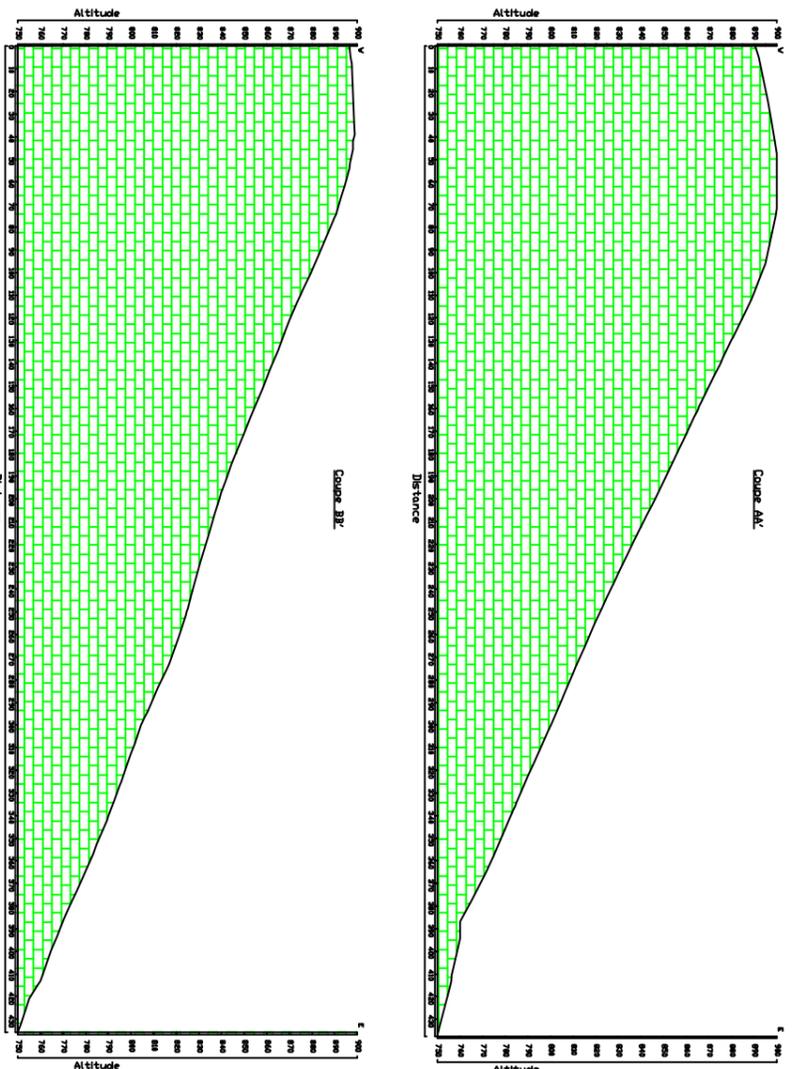
**Légende :**  
 Profils  
 Calcaires

10 m  
 10 m

Echelle : 1/1000 ème

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMEN  
 SEBAA SALHEDDINE

Date : 05 . 06 . 2015



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 LIEU DIT : DIEBEL KRAOULA

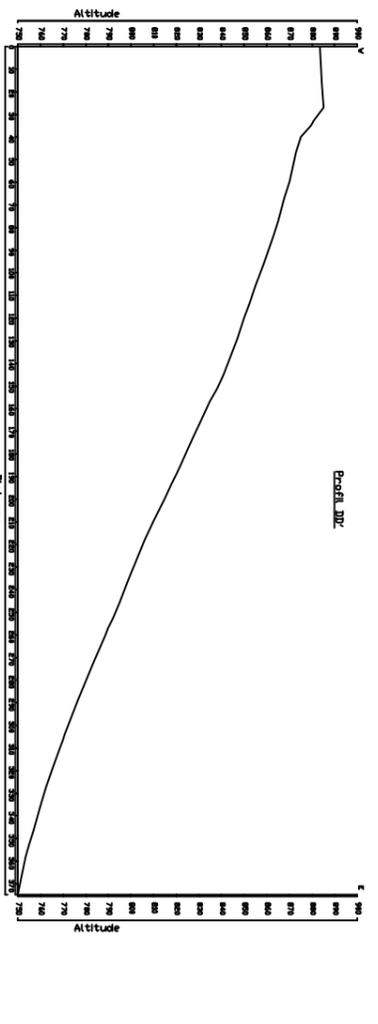
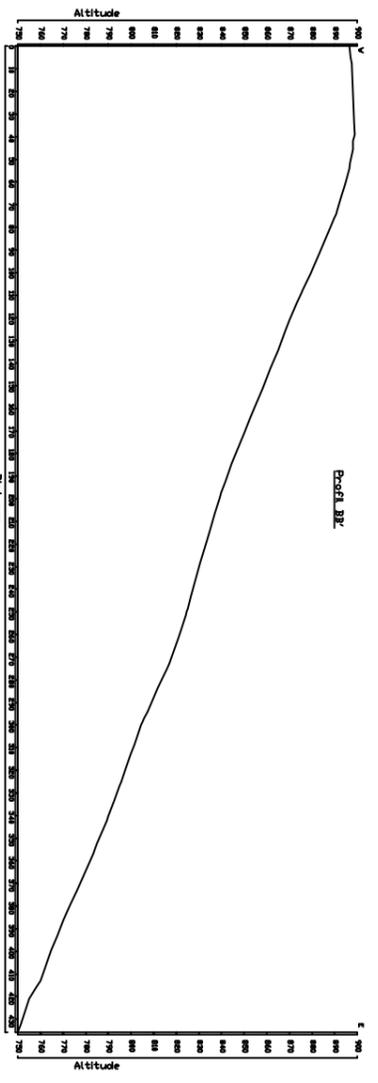
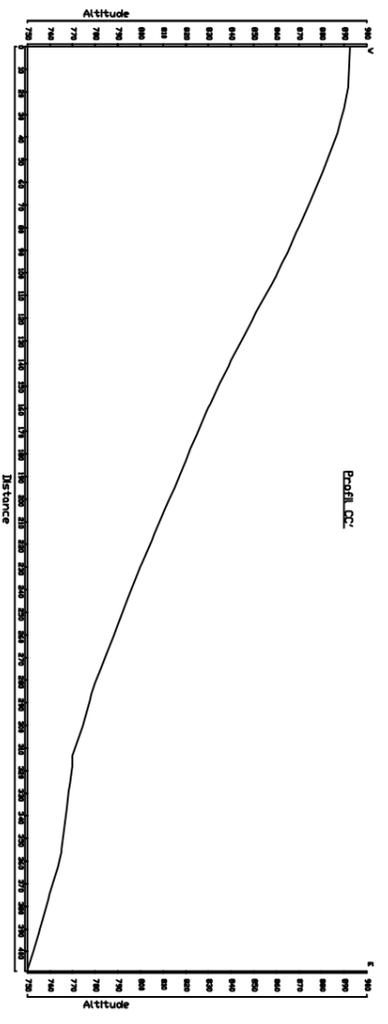
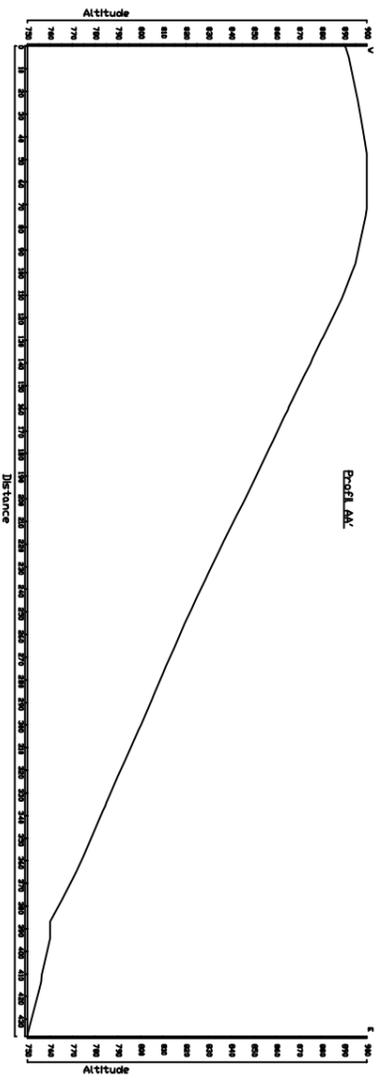
COUPES GEOLOGIQUES  
 EURL UMABT  
 CARRIERE D'AGREGATS

**Légende :**  
 **Calcaires**  
 **Profils**

10 m | 10 m  
 Echelle : 1/1000 ème

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMAN  
 SEBAA SALHEDDINE

Date : 05 . 06 . 2015



REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 LIEU DIT : DIEBEL KRAOULA

COUPES GEOLOGIQUES  
 EURL UMABT  
 CARRIERE D'AGREGATS

**Légende :**  **Profils**

10 m  10 m  
 Echelle : 1/1000 ème

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMEN  
 SEBAA SALHEDDINE

Date : 05 . 06 . 2015

#### IV.4. La durée de vie de cette partie de gisement

La durée de vie de cette partie est calculée par la formule suivante :

$$T_v = \frac{Q}{P_a}$$

Tel que :

Q : les réserves exploitables (t).

$P_a$  : La productivité annuelle (t).

AN :

$$T_v = \frac{19\,896\,495}{1\,800\,000}$$

$$T_v = 11 \text{ ans}$$

#### IV.5. Nombre de volé à préparer pour le tir de mine

$$N_v = \frac{Q}{V_{tr} \times N_{tr} \times \rho}$$

Tel que :

$V_{tr}$  : Le volume des roches abattu par trous ( $m^3$ ).

$N_{tr}$  : Le nombre des trous par volée.

$\rho$  : La masse volumique de la roche ( $t/m^3$ )

AN :

$$N_v = \frac{19\,896\,495}{140,9 \times 49 \times 2,6}$$

$$N_v = 1109 \text{ volés}$$

### Conclusion

L'estimation des réserves de la partie non exploitée donne une quantité de 19 896 495 tonne de calcaire qui sera exploitée, en effet la durée de vie de cette partie avec une production annuelle de 1 800 000 tonne sera 11 ans.

***CONCLUSION***  
***GENERALE***

### Conclusion générale

Les travaux d'exploration effectués au niveau du gisement de Kraoula ont permis de donner une description générale sur la formation géologique de la zone étudiée, qui est caractérisé par une stratification hétérogène des couches de calcaire, de marne et d'argile.

De plus, selon tous les résultats obtenus à partir des différents travaux exécutés au niveau de laboratoire de CETIM, ce gisement possède une teneur importante de calcaire qui est conformes aux normes d'utilisation comme granulât pour béton hydraulique et les revêtements routiers.

Les résultats d'évaluation des réserves donnent une estimation de 58 millions de tonnes comme réserve exploitable. La production annuelle prévue est de l'ordre de 1 800 000 tonne/ans, d'où la durée de vie de ce gisement peut atteindre 33 ans.

Pour entamer l'exploitation, on réalise tout d'abord une piste d'accès partant du bas vers le haut tandis que l'exploitation de gisement se fait dans le sens contraire, par des gradins de différentes hauteurs dont l'orientation global est Nord-Est.

Le mode d'abattage convenable pour ce site est celui d'abattage à l'explosif, un plan de tir sera implanté avant la réalisation des trous de mines et l'exécution du tir, dans lesquels nous avons défini les paramètres géométriques et énergétiques en suivant les règles de LANGEFORS en vue d'assurer la production souhaité.

Un autre maillon très important dans la chaîne de production, c'est le processus de chargement et de transport qui dépend beaucoup plus du rendement de matériel utilisé. A cet effet nous avons déterminé les paramètres concernant ce processus afin d'assurer la production prévue par l'entreprise UMABT.

En fin, nous avons proposé des plans d'extension, en passant par l'organisation du chantier par étapes d'exploitation et d'ouvertures des gradins de la partie vierge du gisement.

***REFERENCE***  
***BIBLIOGRAPHIQUE***

## Référence bibliographique

---

- [1] : **BEY A.** ; 2010 « Rapport géologique du gisement de Kraoula ». Bureau d'étude géologique et minière.
- [2] : **AMARI G.** ; 2010 «Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula, Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.
- [3] : **TAHIRI A.** ; 1992 «Modélisation des massifs rocheux fissures par la méthode des éléments distincts ». Thèse de doctorat de l'école nationale des ponts et chaussées.
- [4] : **BEN ABDELGHANI F.** ; 2005 «Analyse des écoulements et du transport des contaminants dans les rejets minières entreposés dans les massifs rocheux fracturés ». Projet de recherche de l'école polytechnique de Montréal.
- [5] : **FRANÇOIS M.** ; 2012 « Cours de travaux souterrains et de mécanique des roches».
- [6] : **HOANG T.** ; 2010 « Etude du comportement d'un milieu rocheux fracturé : application à la réalisation du tunnel de st béat ». Thèse de doctorat de l'école des ponts paris tech.
- [7] : **HANTZ D.** ; « Cours de description structurale des massifs rocheux ». Ecole Polytechnique de l'Université de Grenoble.
- [8] : **PREST D S.** ; 1993 « Discontinuity analysis for rock engineering». London: Champan et Hall ed.
- [9] : **CARLA SOLSONA A.** ; 2011 « Confrontation de modèles mécaniques et géologiques à la réalité d'un chantier du creusement d'un tunnel dans un massif rocheux fracturé ». L'école des mines d'Alès.
- [10] : **ZHAO J.** ; 2007 « Cours de la mécanique des roches ».
- [11]: **BEREST P, BILLAUX D, BOULON M, CORNET F et AL.** ; 2000 « Comportement mécanique des discontinuités. Manuel de mécanique des roches, Tome 1 : Fondements ». Les Presses de l'École des Mines Paris.
- [12] : **JACQUES L.** ; 2006 « cours de la géotechnique ». Institut National Des Sciences Appliquées de Toulouse.
- [13]: **SOUKATCHOFF, V M.** ; 2007 « Cours de géotechnique » de l'école nationale supérieure des mines de Nancy
- [14] : **IRIS KAPINGA K.** ; 2013 « caractérisations structurale et mécanique du massif rocheux de la fosse tiriganiaq du projet meliadine à l'aide de la modélisation synthétique du massif rocheux ». Mémoire pour l'obtention du grade de Maître des sciences de l'université de Laval Québec.
- [15]: **DJARFOUR D.** ; 2006 « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar Ain Smara, W. Constantine » Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.

- [16]: **FOURNEY W L; SIMBA K R. Y AND HOLLOWAY D. C.** ;« Pre-splitting and stress waves. A dynamic photo elastic evaluation ». Rock Mechanics, (1982).
- [17]: **SAADOUN A.** ; 2012 « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar. M'sila ». Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [18]: **DELILLE F.** ; 2012 « Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert ». Thèse de doctorat de l'école nationale supérieure des mines de Paris.
- [19]: **BOUFEDAH B A.** ; 2011 « Influence de la granularité (classe granulaire 4/22.4) sur les caractéristiques des granulats et sur les propriétés des bétons ordinaires ». Mémoire de Magister de l'Université Mentouri de Constantine.
- [20]: **CHABOU M.** ; « Cours de Pétrographie Endogène ». Université Ferhat Abbas, Sétif
- [21]: **BOKY B.** ; 1968 « exploitation des mines »; Edition Mir Moscou.
- [22]: **CHARLES P, COSTE G et al.** ; 1995 « Memento des mines et carrières ». Régie publicité industrielle 61, boulevard de picpus 75012 Paris.
- [23]: **ALIOUCHE M.** ; 2008 « Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement ; Etude de cas dans l'Est Algérien (Les gisements de Djebel Salah, Région de Constantine) ». Mémoire de Magister de l'Université Mentouri de Constantine.
- [24]: **BOUKHALFA A.** ; 2011 « Analyse des paramètres de coupe (Abattage mécanique) ».Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [25]: **GOKHALE B V.**; 2011 « Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines ». CRC Press/Balkema P.O. Box 447, 2300 AK Leiden, The Netherlands.
- [26]: **CECILE C.** ; 2011 « Analyse et optimisation des pratiques d'abattage a l'explosif dans une carrière de granulats ». L'école des mines de Paris.
- [27]: **CHIBKA N.** ; 1980 « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des publications universitaires.
- [28]: **CHAIN R, BOUHEDJA A.** ; « Guide pour l'élaboration d'un projet de cours : l'exploitation à ciel ouvert ». Université badji Mokhtar Annaba.
- [29]: **CHELOUCHE F.** ; « Ouverture et l'exploitation du gisement de baryte de draissa (Wilaya de Bechar) ». Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique.
- [30]: **MERABET D.** ; 1989 « principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert ». Edition Office des publications universitaires.
- [31]: **KAMULETE M N P.** ; « Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert ». Université de Lubumbashi.

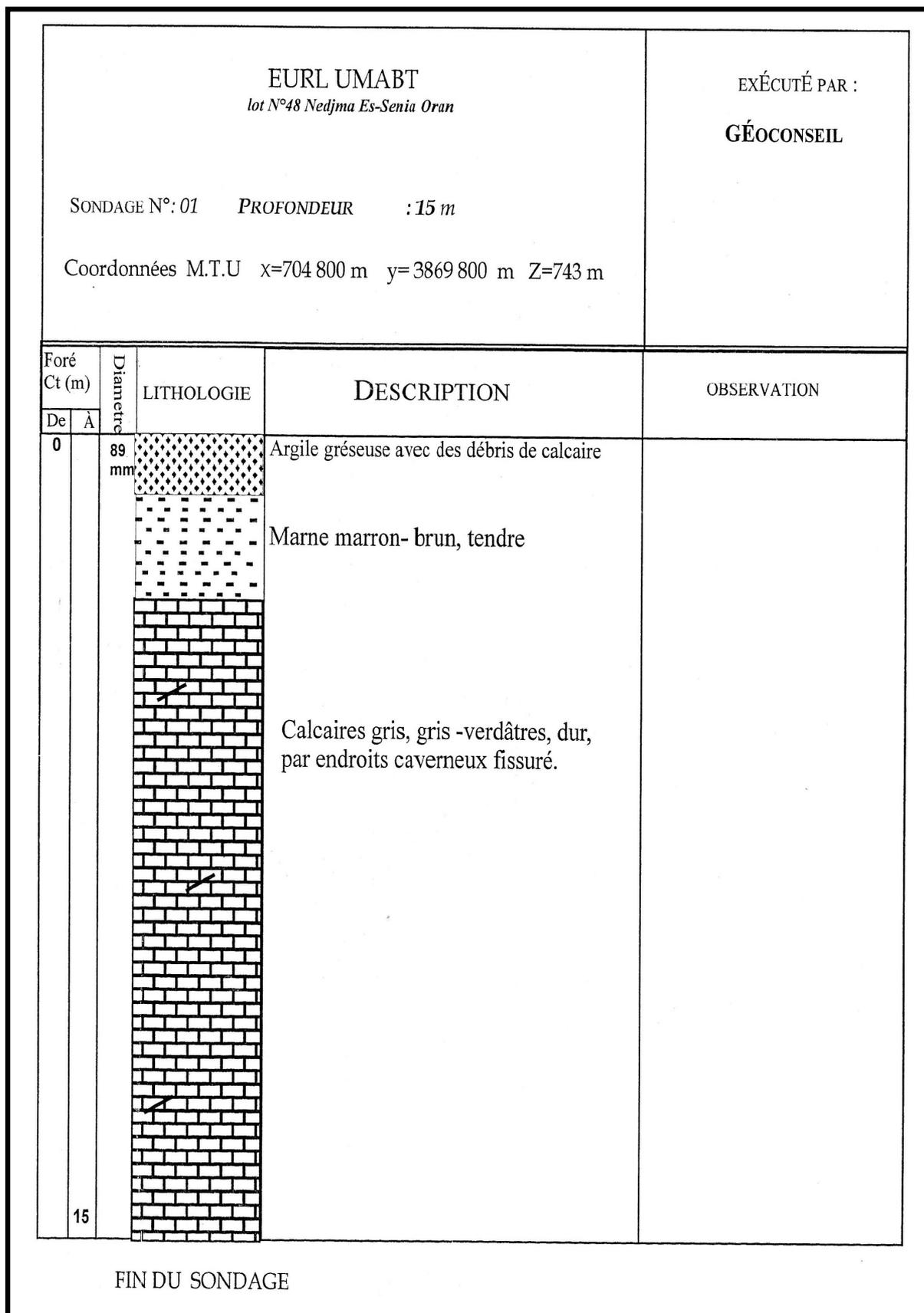
## Référence bibliographique

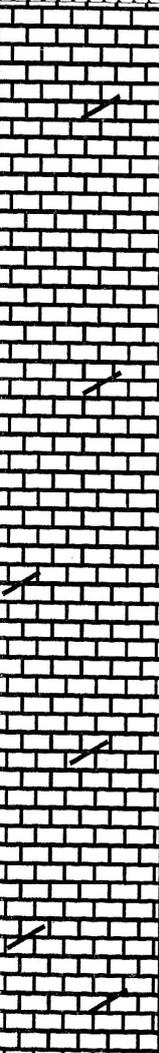
---

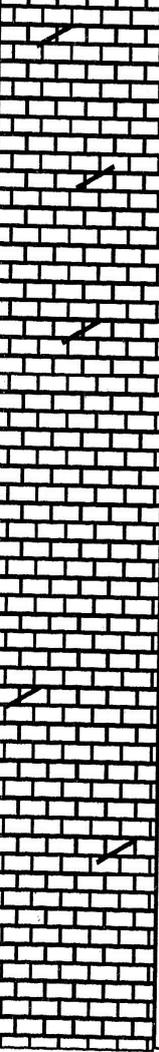
- [32] : **KOVALENKO K, AMBARTSOUMIAN N, M LAHMER K.** ; 1986 « Exploitation des carrières ». Edition Office des publications universitaires.
- [33] : **HERRMANN K.** ; 1971 « Précis de forage des roches ». Edition DUNOD paris.
- [34] : **POULARD F.** ; 2005 « Rapport d'étude la partie 2 : Typologie des événements redoutés au droit d'exploitations pentées et/ou filoniennes »
- [35] : **BACHAR ASSED M A.** ; 2004/2005 « cours d'exploitation des mines à ciel ouvert » Ecole National de Polytechnique.
- [36] : **BERDOUDI S.** ; « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes ». Thèse de doctorat de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [37] : **GHARBI K.** ; 2007 « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique.
- [38] : **NEFIS M.** ; 2010 « Modèle d'un plan de tir ». Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [39] : **HEINIÖ M.** ; 1999 « Rock Excavation Handbook».
- [40] : **MENACER K.** ; 2011 « Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA) ». Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [41] : **GUILLORE J.** ; 2008 « Guide de mise en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique »
- [42] : **HADJADJ A E.** ; « prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions algériennes ». Thèse de doctorat de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [43] : **FREDJ M.** ; 2012 « Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA) ». Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.
- [44] : **BLANCHIER A, THIARD R, WEBER P.** ; 1988 « Théorie du travail à l'explosif. Mines et carrières ».
- [45] : **OFFICE NATIONAL DES SUBSTANCES EXPLOSIFS,** « Techniques d'utilisation des explosifs ».
- [46] : **THIARD R, BLANCHIER A.** ; « Utilisation des explosifs dans le génie civil ».

# ***ANNEXES***

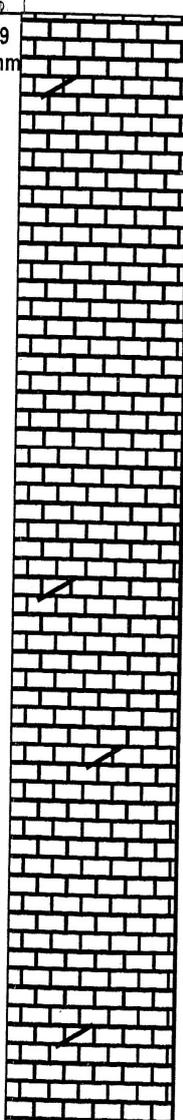
***ANNEXE 1***  
***LES SONDAGES***

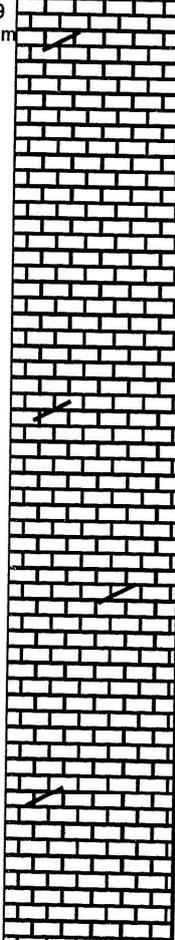


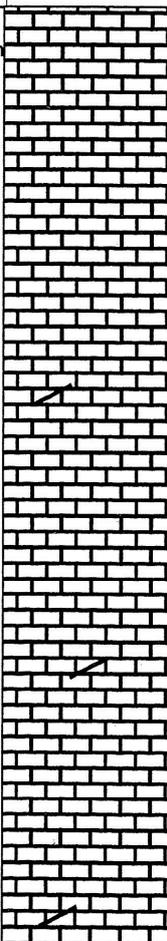
<p><b>EURL UMABT</b>  <b>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</b></p> <p>SONDAGE N°: 02    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U   x=705 073 m   y= 3869 797 m   Z=790m</p>			<p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>		
Foré Ct (m)		Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	À				
0		89 mm		Argile gréseuse avec des débris de calcaire	
				Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.	
15					
FIN DU SONDAGE					

<p>EURL UMABT  <i>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</i></p> <p>SONDAGE N°: 03    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U   x=705 085 m   y= 3869 673 m   Z=820m</p>			<p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>	
Foré Ct (m)	Diamètre De À	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
0	89 mm		Argile gréseuse avec des débris de calcaire	
15			Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.	
FIN DU SONDAGE				

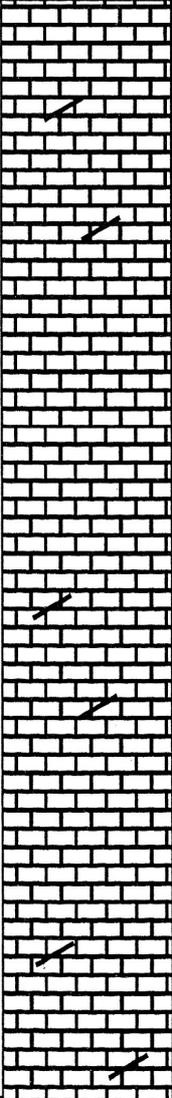


<p style="text-align: center;">EURL UMABT  <i>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</i></p> <p>SONDAGE N°: 05    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U    x=704 430 m    y= 3869 600 m    Z=777m</p>			<p>EXECUTE PAR :</p> <p style="text-align: center;"><b>GÉOCONSEIL</b></p>		
Foré Ct (m)		Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	À				
0	15	89 mm		<p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.</p>	
FIN DU SONDAGE					

<p><b>EURL UMABT</b>  <b>LOT N°48 NEDJEMA Es SENIA ORAN</b></p> <p>SONDAGE N°: 06    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U x=704 709 m y= 3869 600 m Z=882m</p>			<p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>	
Foré Ct (m)	Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	À			
0	89 mm		<p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.</p>	
15				
FIN DU SONDAGE				

<p><b>EURL UMABT</b>  <b>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</b></p> <p>SONDAGE N°: 07    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U    x=705 070 m    y= 3869 598 m    Z=843m</p>			<p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>		
Foré Ct (m)		Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	À				
0	15	89 mm		<p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.</p>	
<p>FIN DU SONDAGE</p>					

<p><b>EURL UMABT</b>  <b>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</b></p> <p>SONDAGE N°: 08    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U    x=704 978 m    y= 3869 498 m    Z=867m</p>		<p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>			
Foré Ct (m)		Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	A				
0	15	89 mm		<p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.</p>	
<p>FIN DU SONDAGE</p>					

Foré Ct (m)		Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	À				
0	15	89 mm		Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.	
FIN DU SONDAGE					

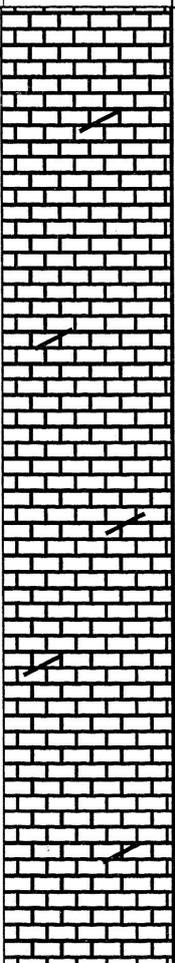
EURL UMABT  
LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN

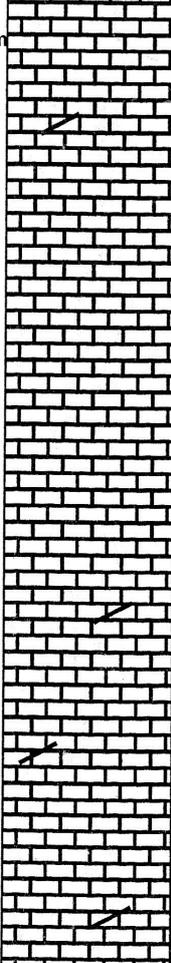
SONDAGE N°: 09 PROFONDEUR : 15 m

Coordonnées M.T.U x=704 524 m y= 3869 500 m Z=826m

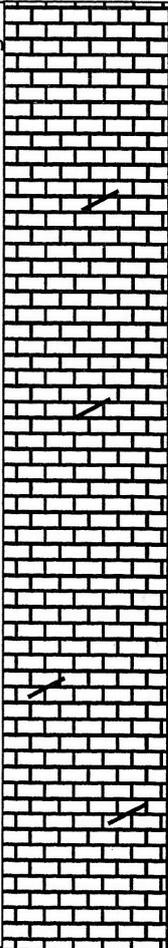
EXECUTE PAR :

GÉOCONSEIL

<p><b>EURL UMABT</b>  <b>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</b></p> <p>SONDAGE N°: 10    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U   x=704 416 m   y= 3869 399 m   Z=860m</p>		<p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>		
Foré Ct (m)	Diametre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	A			
0	89 mm		<p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.</p>	
15				
<p>FIN DU SONDAGE</p>				

<p>EURL UMABT  <i>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</i></p> <p>SONDAGE N°: 11    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U    x=704 864 m    y= 3869 400 m    Z=876m</p>		<p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>		
Foré Ct (m)	Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	À			
0	89 mm		<p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur,  par endroits caverneux fissuré.</p>	
15				
<p>FIN DU SONDAGE</p>				

<b>EURL UMABT</b> <b>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</b>			EXECUTE PAR :  <b>GÉOCONSEIL</b>		
SONDAGE N°: 12    PROFONDEUR : 15 m  Coordonnées M.T.U   x=705 082 m   y= 3869 399 m   Z=840m					
Foré Ct (m)		Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	À				
0	15	89 mm		Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.	
FIN DU SONDAGE					

Foré Ct (m)		Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	À				
0	15	89 mm		Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.	
FIN DU SONDAGE					

**EURL UMABT**  
**LOT N°48 NEDJEMA Es SENIA ORAN**

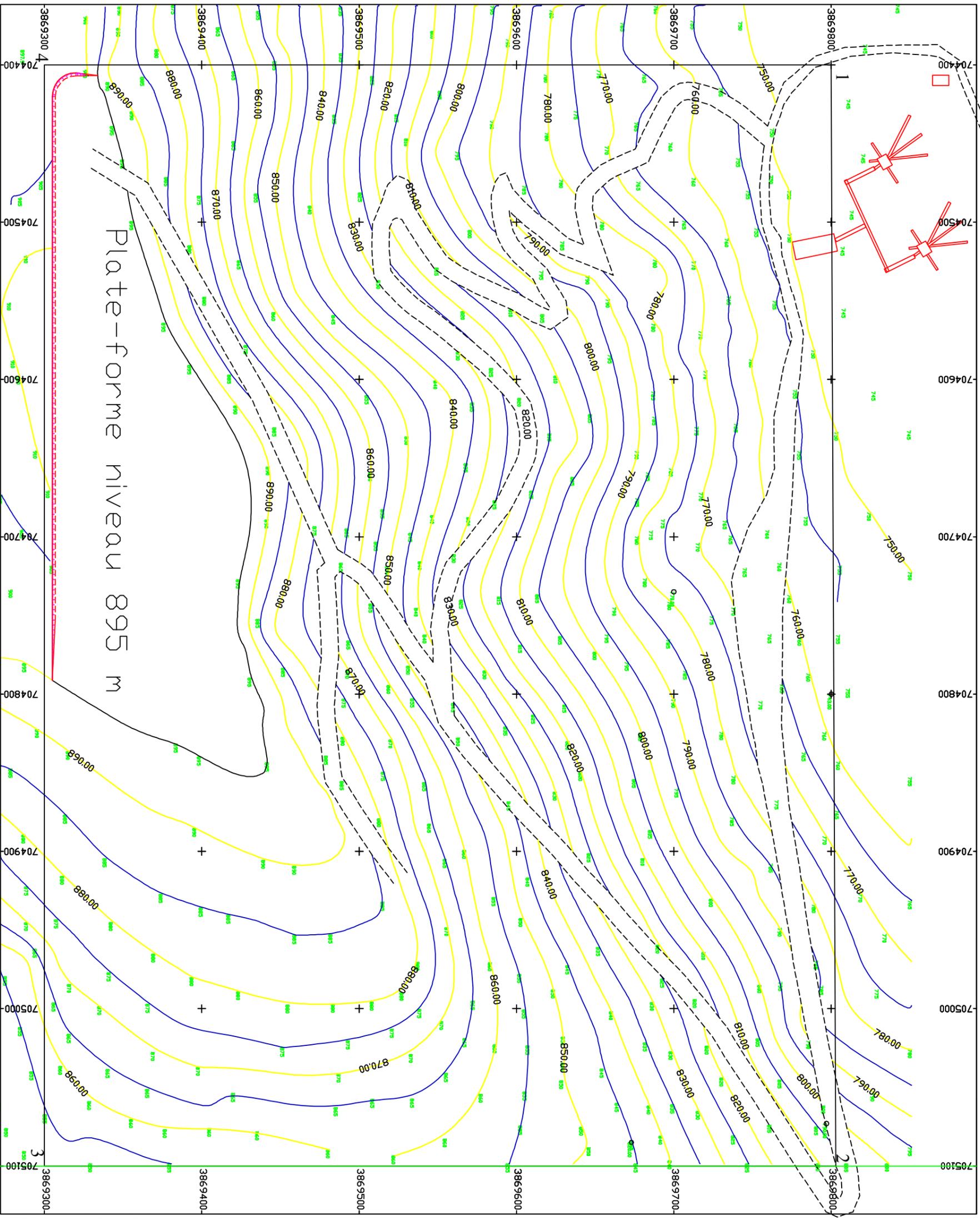
SONDAGE N°: 13    PROFONDEUR : 15 m

Coordonnées M.T.U x=705 016 m y= 3869 305 m Z=842m

EXECUTE PAR :  
**GÉOCONSEIL**

<p>EURL UMABT  <i>LOT N°48 NEDJEMA ES SENIA ORAN</i></p> <p>SONDAGE N°: 14    PROFONDEUR : 15 m</p> <p>Coordonnées M.T.U   x=704 427 m   y= 3869 302 m   Z=885m</p>			<p>EXECUTE PAR :</p> <p><b>GÉOCONSEIL</b></p>		
Foré Ct (m)		Diamètre	LITHOLOGIE	DESCRIPTION	OBSERVATION
De	À				
0	15	89 mm		<p>Calcaires gris, gris -verdâtres, dur, par endroits caverneux fissuré.</p>	
<p>FIN DU SONDAGE</p>					

***ANNEXE 2***  
***LES PLANS D'EXPLOITATION***  
***DE LA CARRIERE***



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est déplacée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

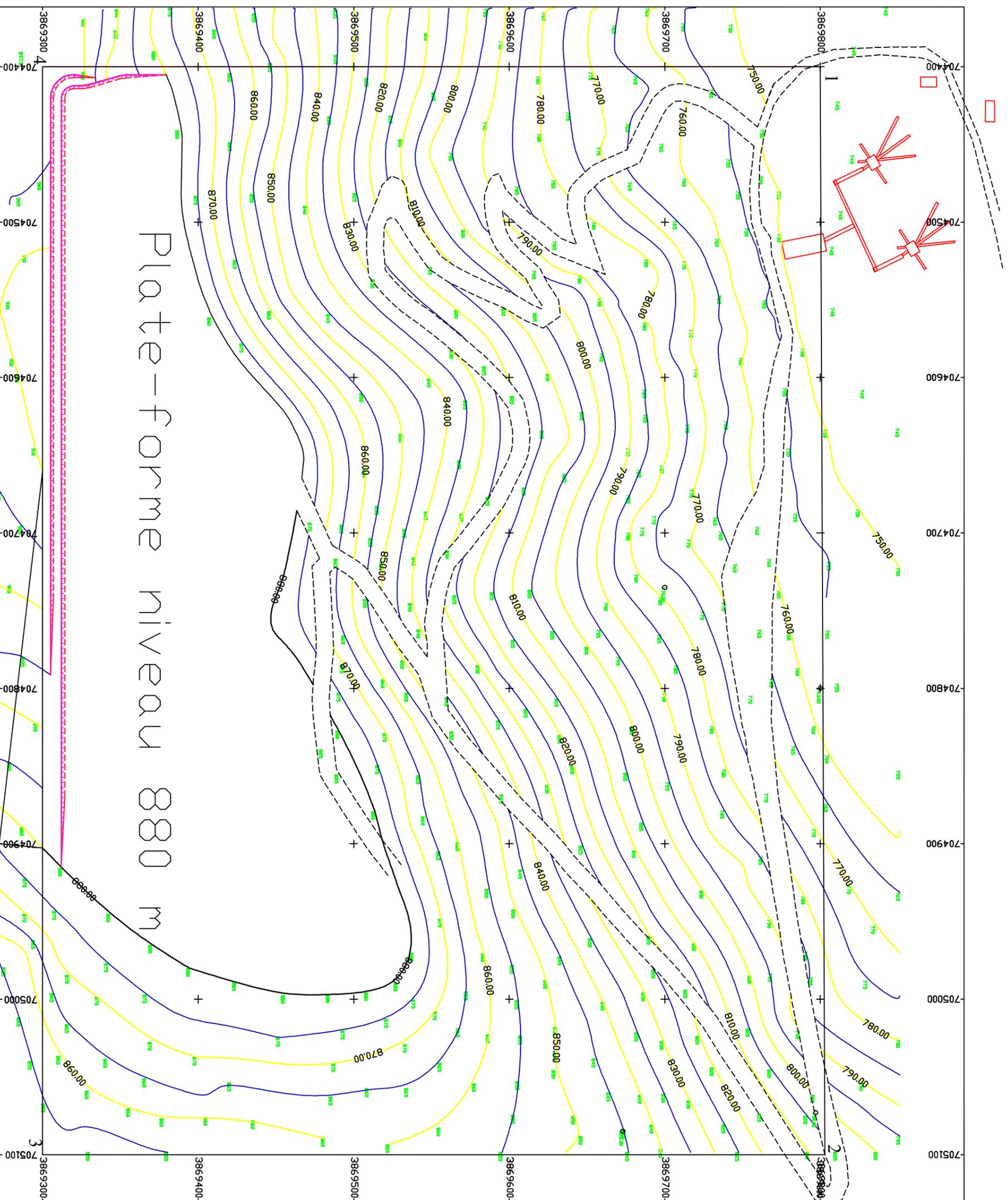
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUS  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUS  
 LIEU DIT : DIEBEL KRAOULA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 01  
 EURL UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 35Ha  
 DATE : 05 / 06 / 2015  
 REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMEN  
 SBEAIA SALHEDDINE



- Légende :**
- Station de comassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes de niveau
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est dérivée de celle des courbes de niveau. Les courbes de niveau sont orientées vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YAOUB  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YAOUB  
 LIEU DIT : DIEBEL KRAOULLA

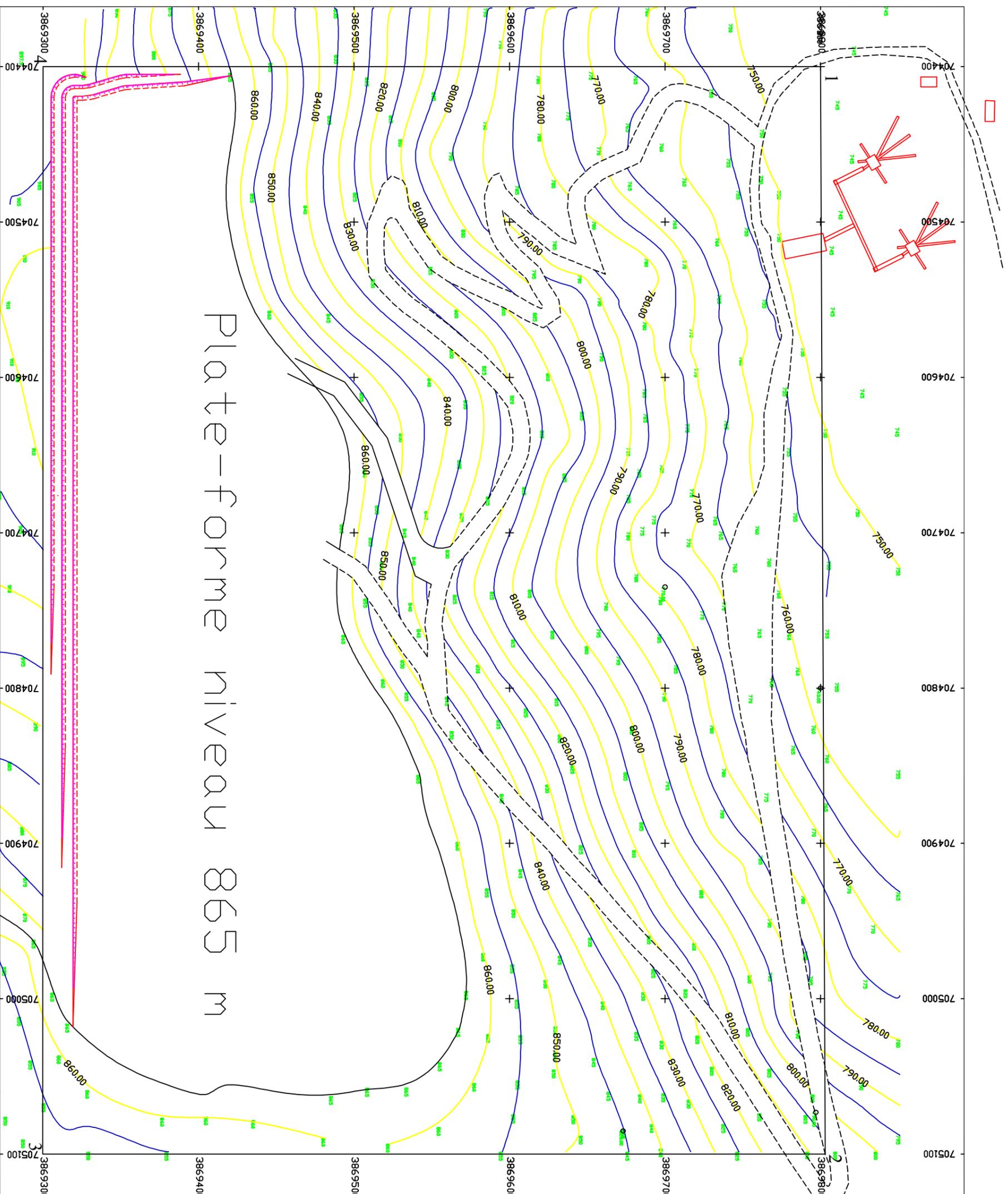
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 02  
 EURI UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 3514  
 DATE : 05 06 2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOTILEYEMEN  
 SEBAA SALHEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Méliers et bueaux
  - Piste
  - Cradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des courbes soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALBEN YOUB  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULLA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 03  
 EURL UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHILLE : 1/1000ème

SUPERFICIE : 351ha

DATE : 05 - 06 - 2015

REALISE PAR  
 KAHEM SOULEYMAN  
 SEBAA SALHEDDINE

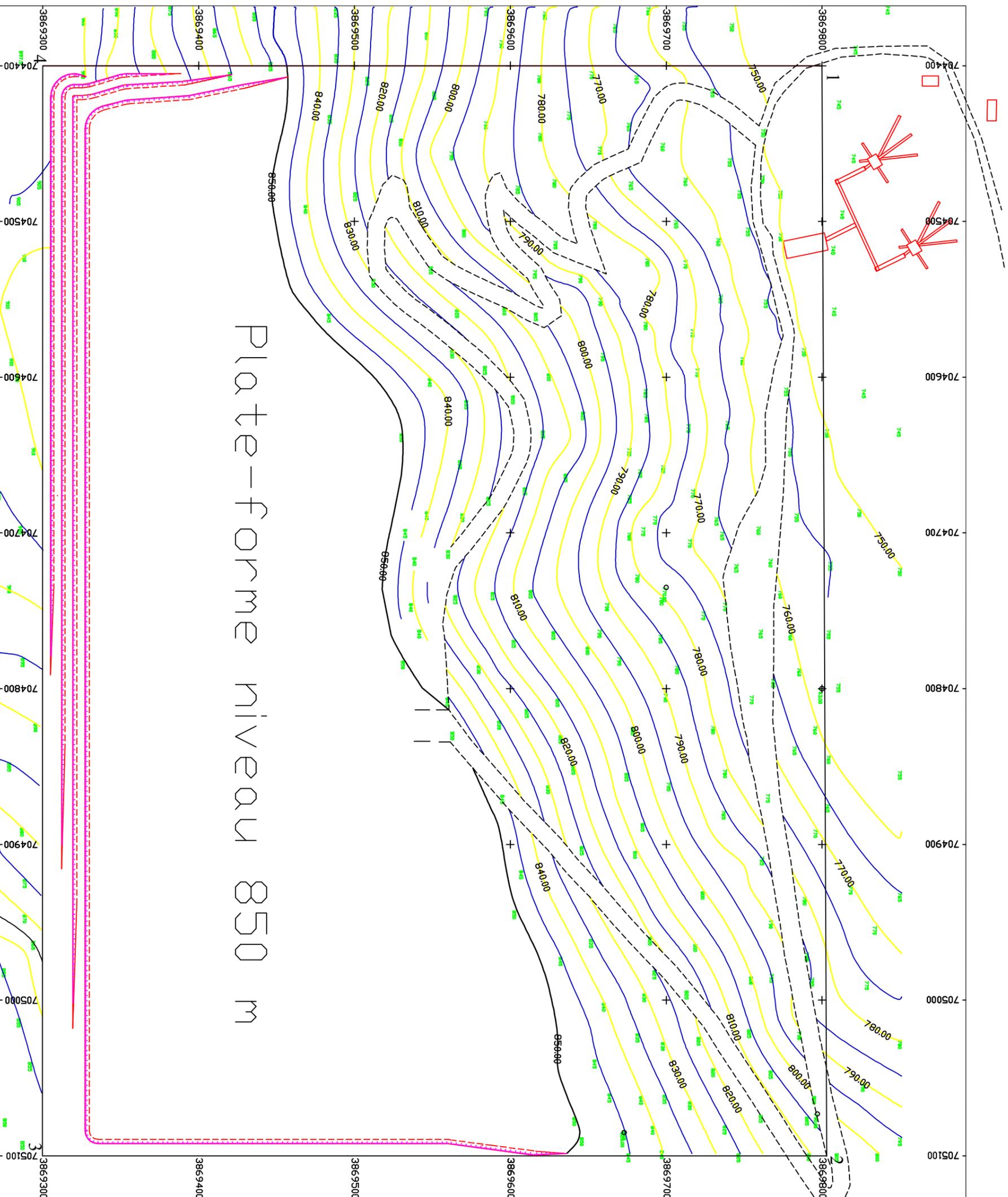


Plate-forme niveau 850 m

- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Jardin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maitresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maitresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que la somme des chiffres soit orientée vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DARARA DE : SIDI ALIBEN YOUNB  
 COMMUNE DE : SIDI ALIBEN YOUNB  
 LIEU DIT : DIEBEL KRAOULA

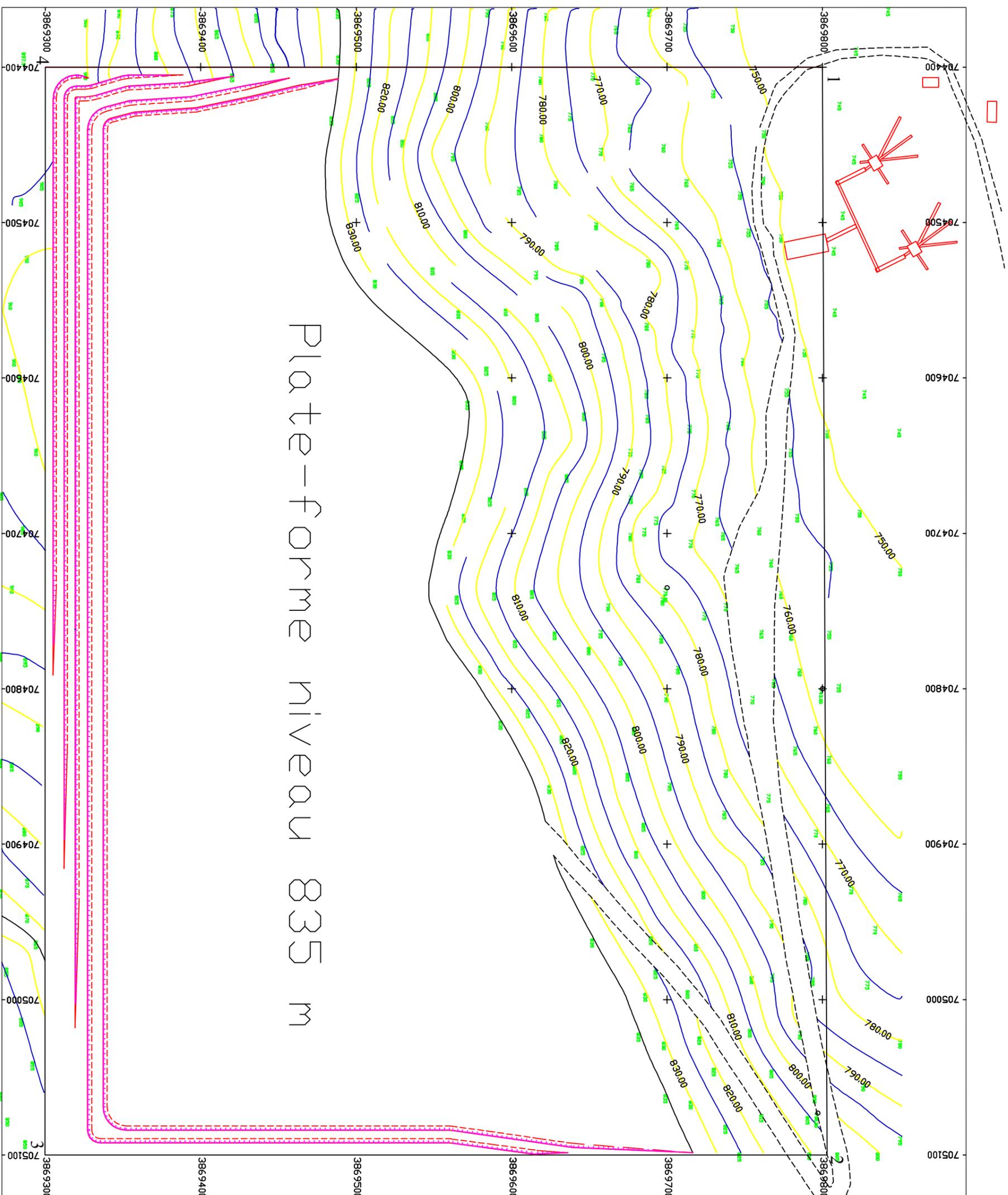
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 04  
 FURL UMABT  
 CARRIERE D'AGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000 ems  
 SUPERFICIE : 35Ha  
 DATE : 05 - 06 - 2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMEN  
 SEBAA SALEDDINE



- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le nombre des chiffres soit croissant vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOOB  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOOB  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOUIJA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 05  
 EURI UMABTI  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 35 Ha

DATE : 05.06.2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEYMAN  
 SEBAASALHEDDINE

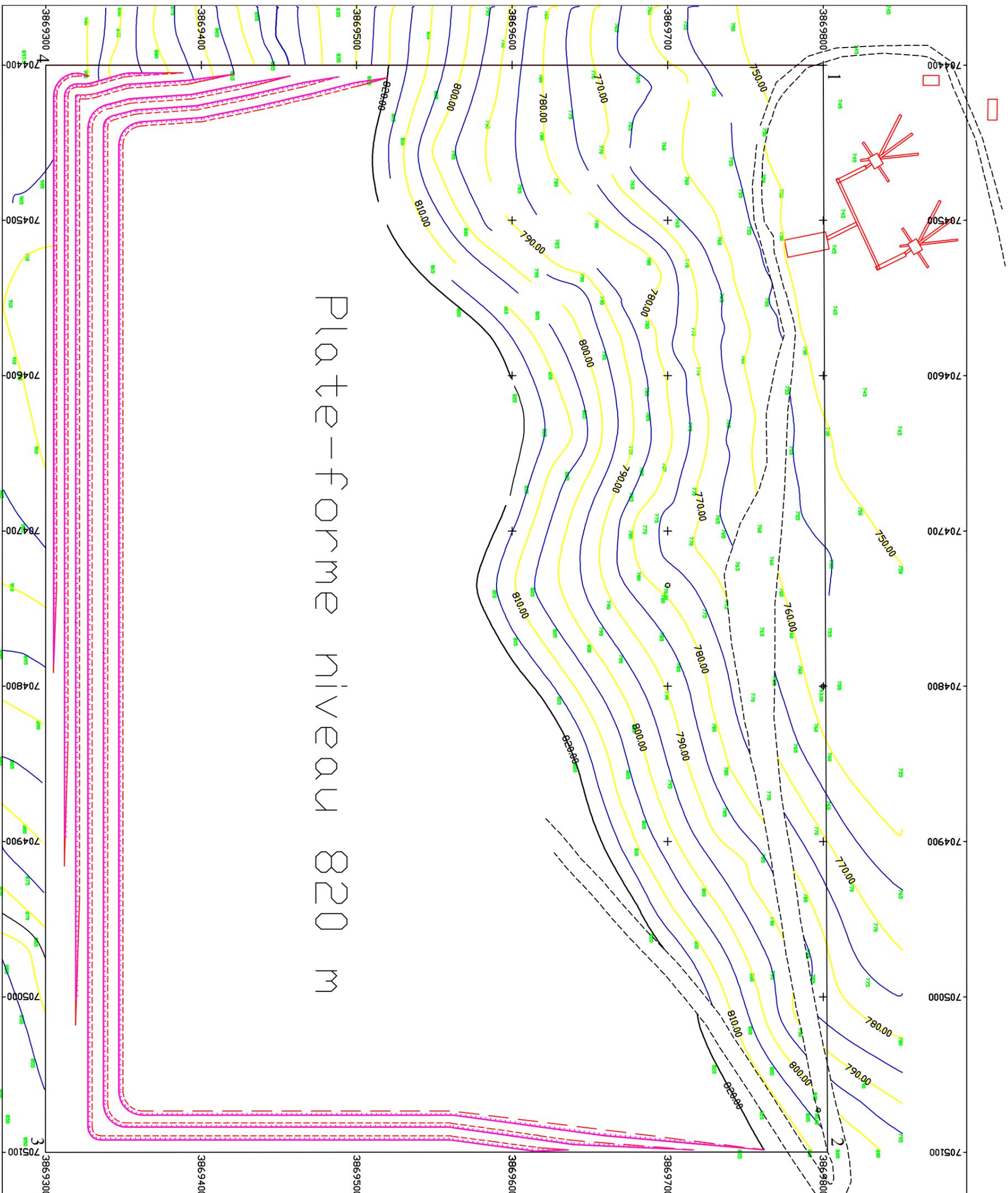


Plate-forme niveau 820 m

- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Jardin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Coupes de niveau secondaire
  - Coupes maitresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maitresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des courbes soit orienté vers le haut du terrain.

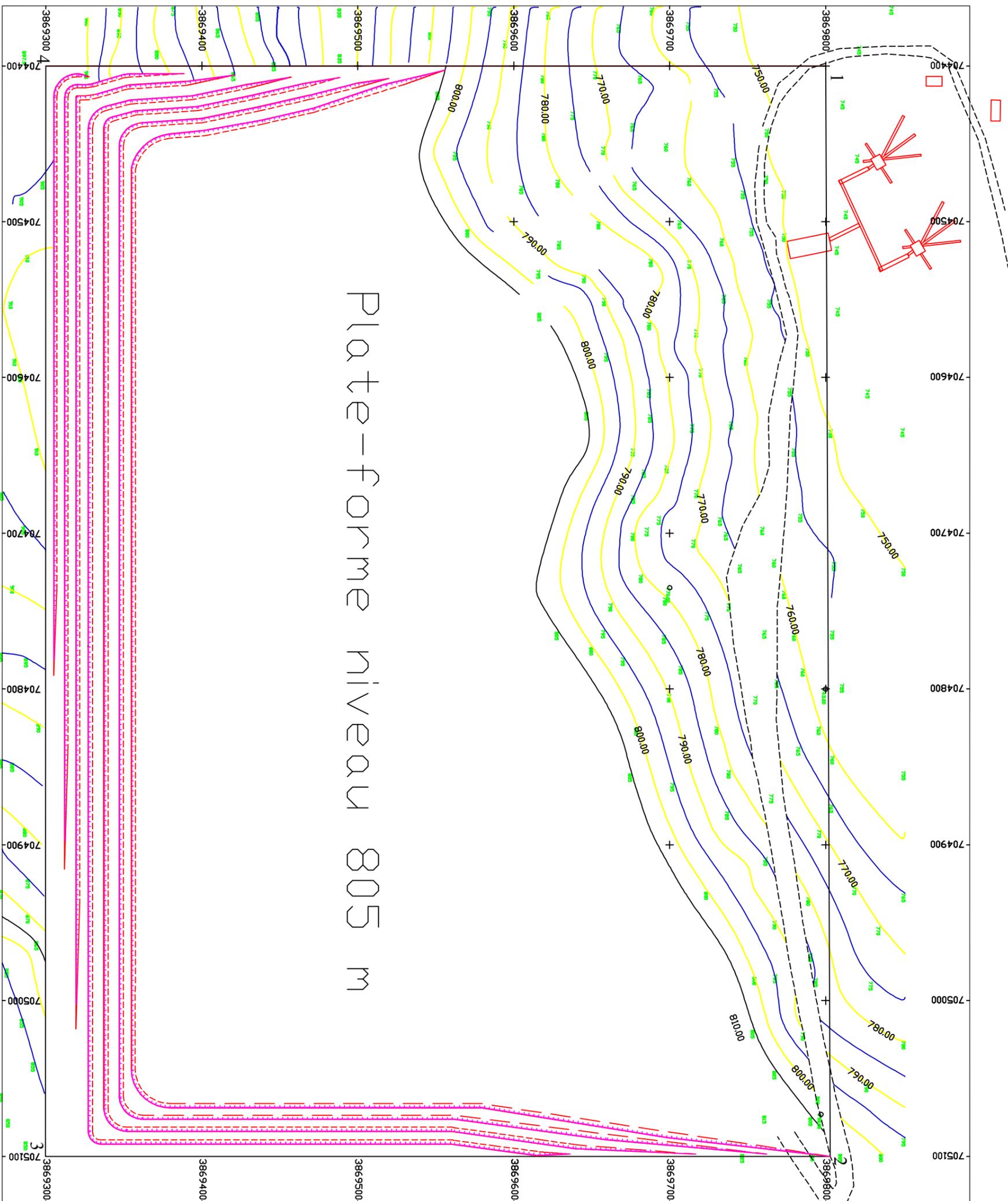
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI AL-BEN-YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI AL-BEN-YOUB  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 06  
 EURI UMABT  
 CARRIERE D'AGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

EGHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 351ha  
 DATE : 05.06.2015  
 REALISE PAR : KAHENE SOULEYMIN  
 SEBAA SALHEDDINE



# Plate-forme niveau 805 m

### Légende :

- Station de concassage
- Ateliers et bureaux
- Piste
- Gradin et talus
- Périmètre d'exploitation
- Courbes de niveau secondaire
- Courbes maîtresses
- Pas des courbes de niveau
- Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le nombre des chiffres soit constant vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABDES  
 DARA DE : SIDI ALI BEN YOUSIF  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUSIF  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULA

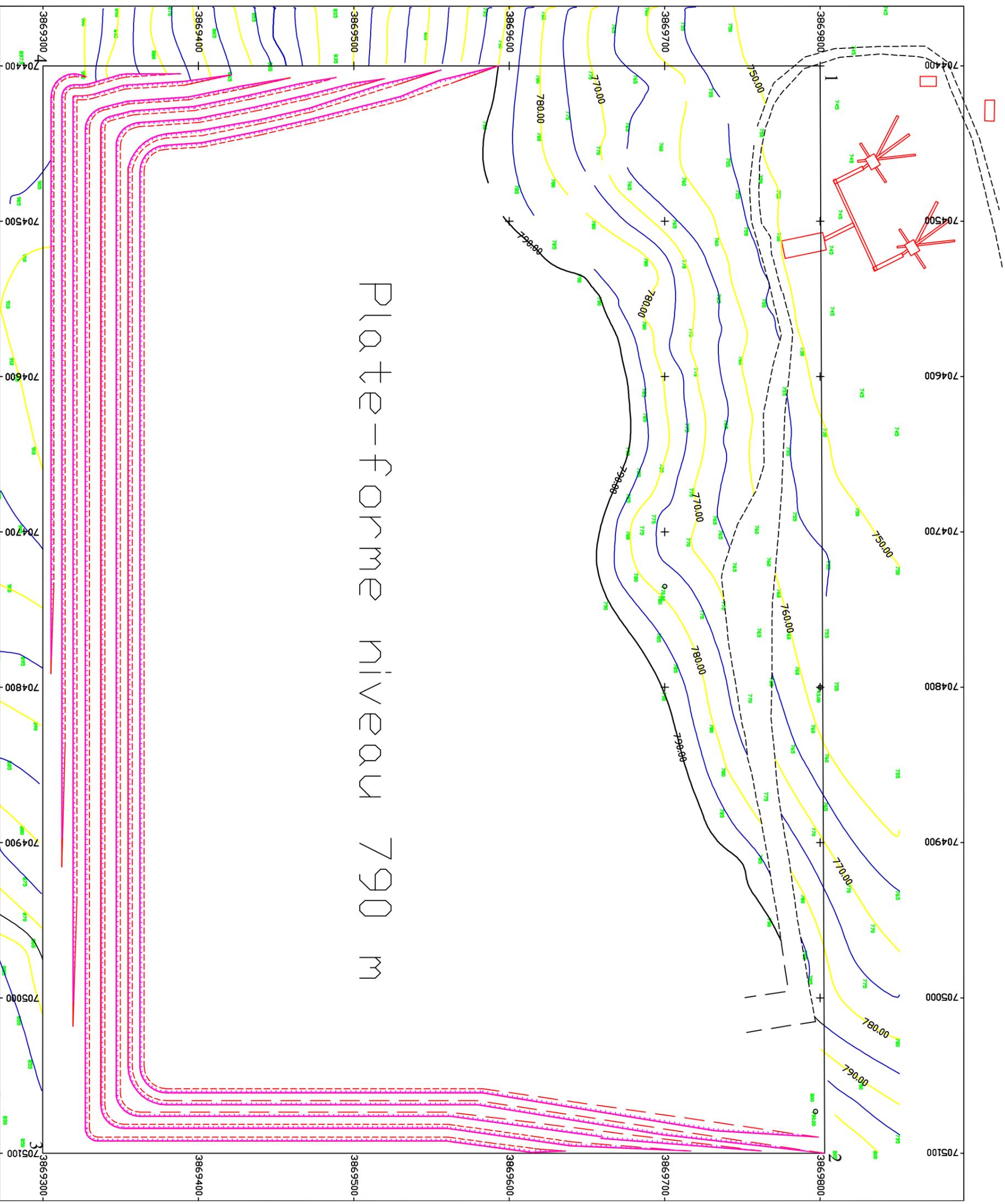
PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 07  
 EURI UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 35Ha  
 DATE : 05 - 06 - 2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEMEN  
 SEBBA SAHLEDJINE



# Plate-forme niveau 790 m

- Légende :**
- Station de concassage .....
  - Ateliers et bureaux .....
  - Piste .....
  - Gradin et talus .....
  - Périmètre d'exploitation .....
  - Courbes de niveau secondaire .....
  - Courbes maitresses .....
  - Pas des courbes de niveau .....
  - Pas des courbes maitresses .....

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
 WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 08  
 EURL UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/1000ème  
 SUPERFICIE : 35Ha  
 DATE : 05. 06. 2015  
 REALISE PAR  
 KAHENE SOUL EYMEN  
 SEBAA SALHEDDINE

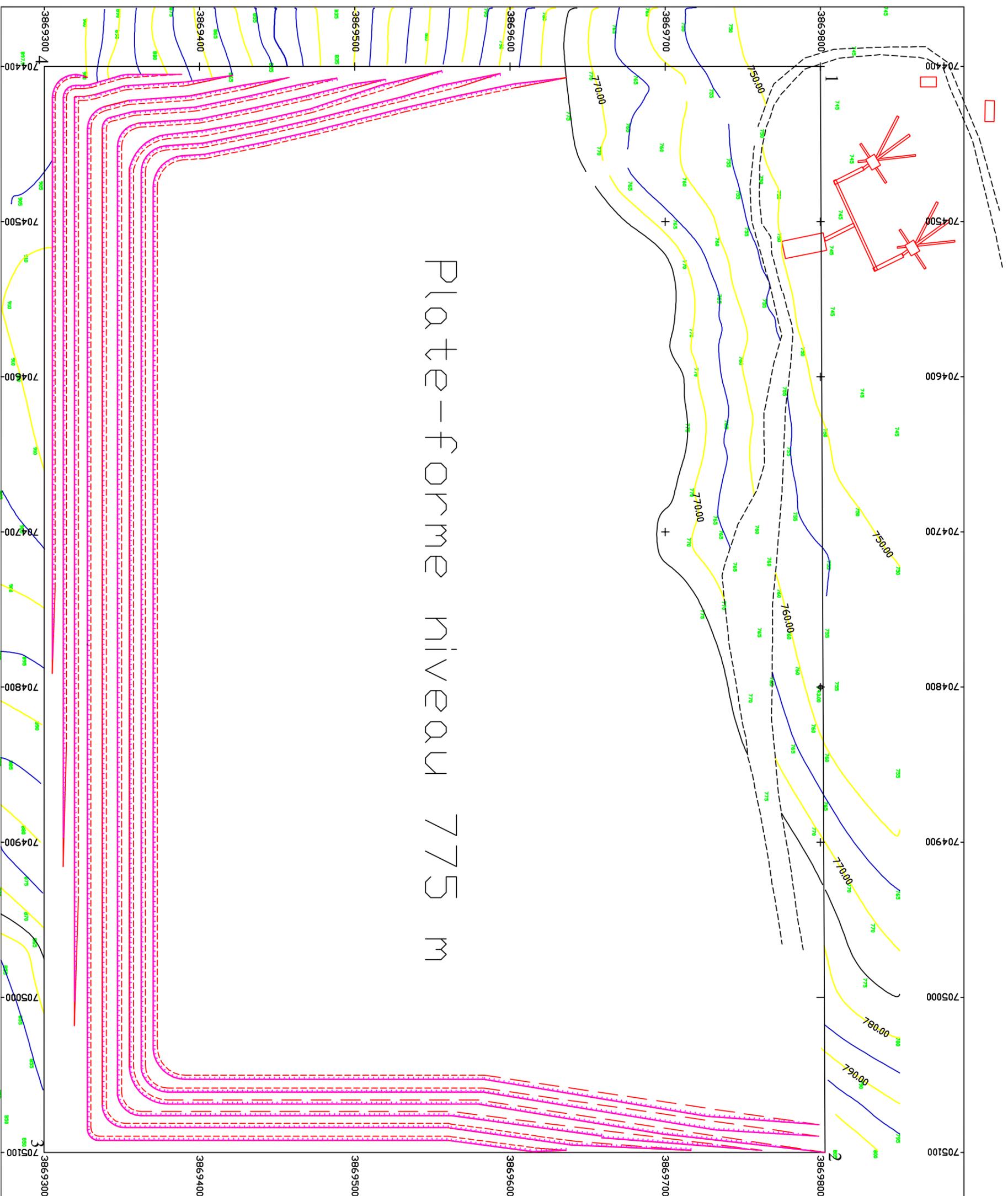


Plate-forme niveau 775 m

- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des coupes de niveau
  - Pas des coupes maîtresses

La numérotation des coupes est disposée de telle sorte que la somme des chiffres soit orientée vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DAIRA DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 COMMUNE DE : SIDI ALI BEN YOUB  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 09  
 EURI UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

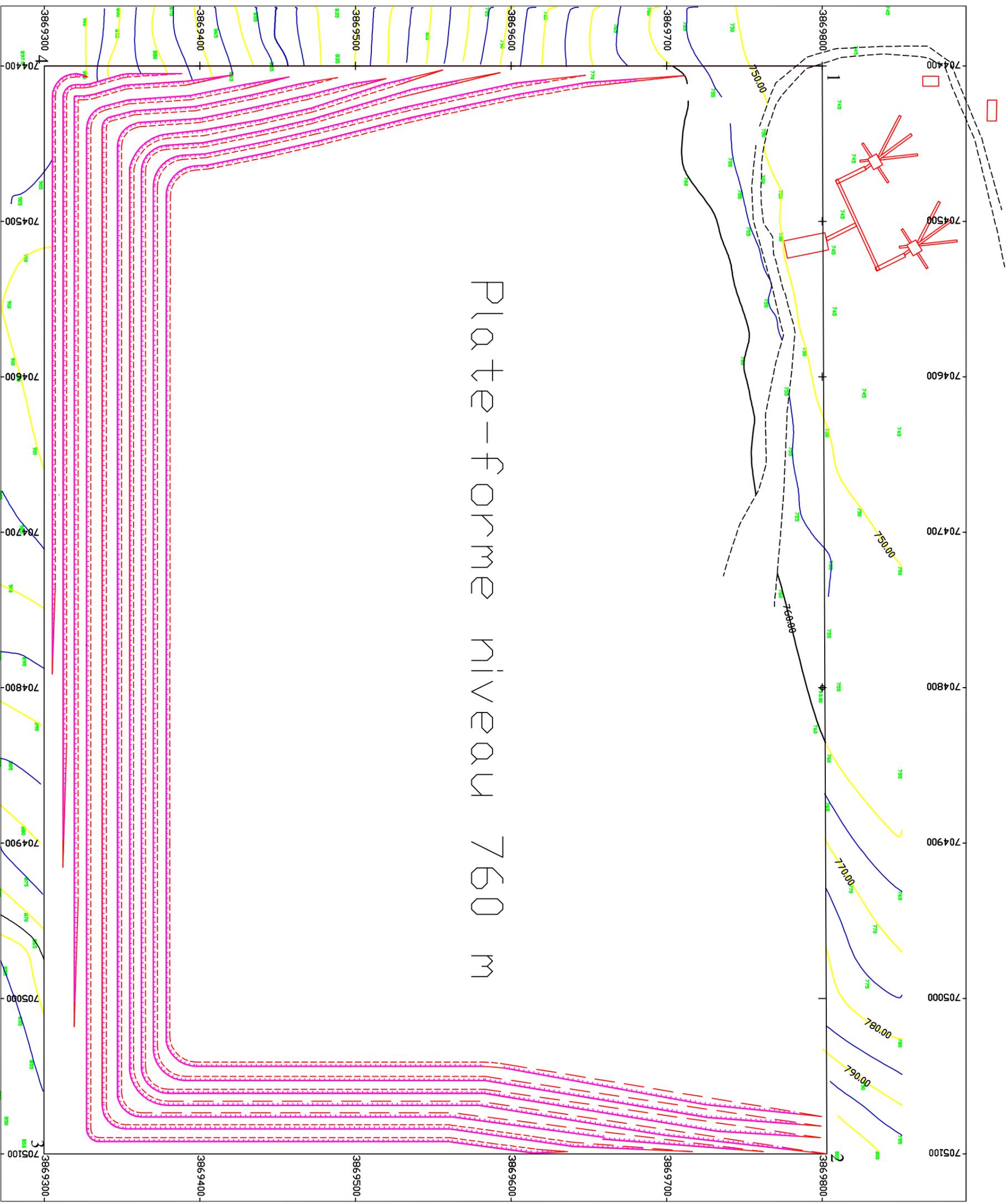
Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE: 1/1000ème

SUPERFICIE: 35 Ha

DATE: 05.06.2015

REALISE PAR  
 KAHENE SOULEMEN  
 SEBAA SALHEDDINE



# Plate-forme niveau 760 m

- Légende :**
- Station de concassage
  - Ateliers et bureaux
  - Piste
  - Gradin et talus
  - Périmètre d'exploitation
  - Courbes de niveau secondaire
  - Courbes maîtresses
  - Pas des courbes de niveau
  - Pas des courbes maîtresses

La numérotation des courbes est disposée de telle sorte que le sommet des chiffres soit orienté vers le haut du terrain.

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

WILAYA DE : SIDI BEL-ABBES  
 DARA DE : SIDI AL BEN YOUNB  
 COMMUNE DE : SIDI AL BEN YOUNB  
 LIEU DIT : DJEBEL KRAOULA

PLAN D'EXPLOITATION  
 N° 10  
 EURL UMABT  
 CARRIERE DAGREGATS

Coordonnées du périmètre en UTM

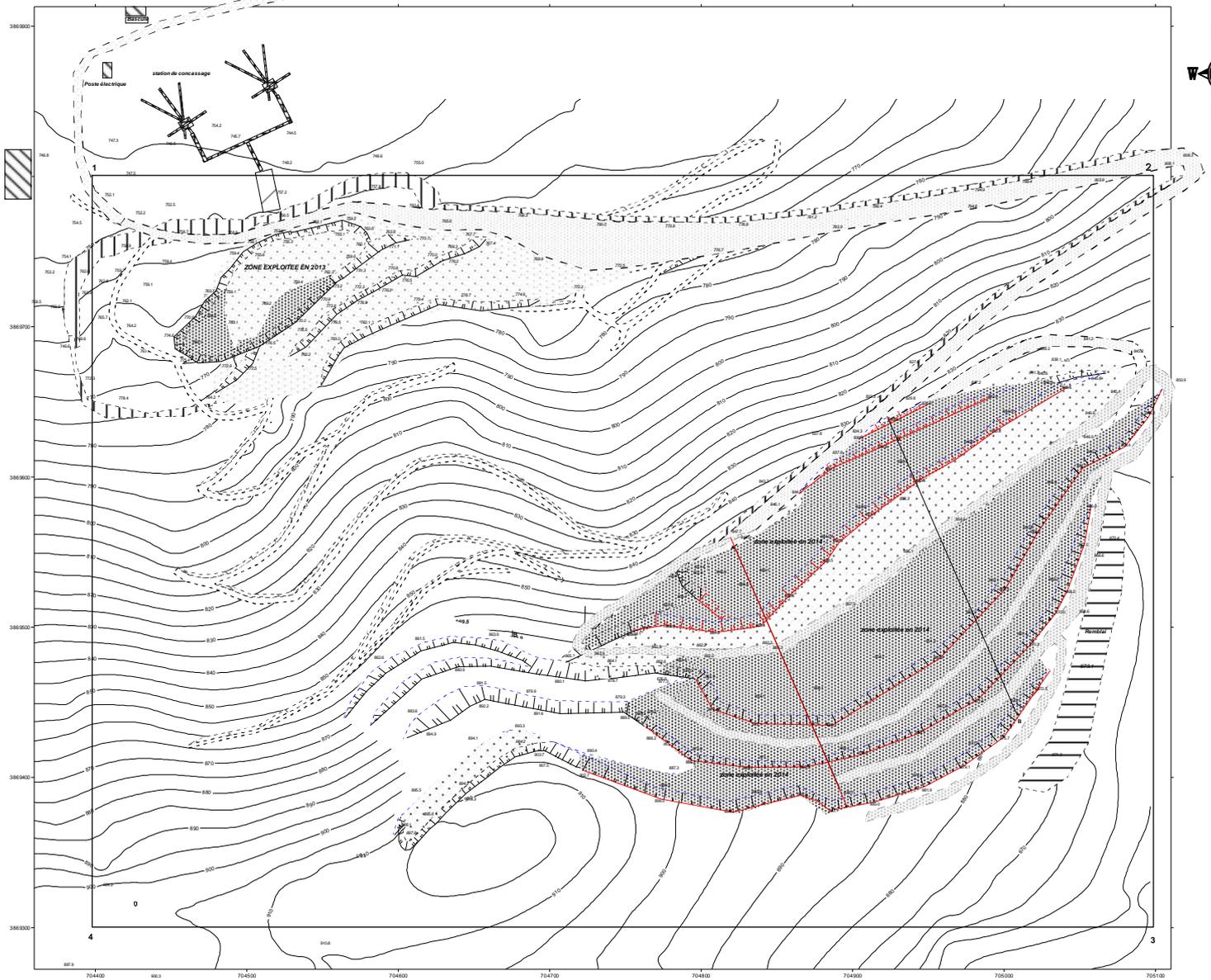
Points	X	Y
1	704 400	3 869 800
2	705 100	3 869 800
3	705 100	3 869 300
4	704 400	3 869 300

ECHELLE : 1/10000ème  
 SUPERFICIE : 35 Ha  
 DATE : 05. 06. 2015

REALISEE PAR  
 KAHENE SOULEVVEN  
 SEBAA SALHEDDINE

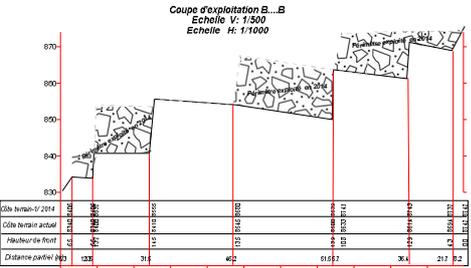
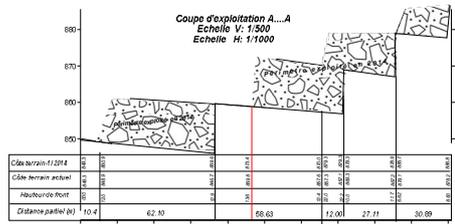
***ANNEXE 3***  
***LE PLAN TOPOGRAPHIQUE***  
***ACTUEL***

**LEVE TOPOGRAPHIQUE ACTUALISE DU GISEMENT DE CALCAIRE (DJEBEL KRAOULA)  
ANNEE 2014  
ECHELLE 1/1000**



**Volume total extrait : 228 800 m3**

L'équidistance des courbes est de 5.0 mètre.



Ellipsoïde de Clarke 1880  
Projection UTM  
Système de projection Nord-Sahara 1959

N°	X	Y
A	704400	3869800
B	705100	3869800
C	705100	3869300
D	704400	3869300

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE		
EURL UMART CARRIERE D'AGREGATS SIDI ALI BEN YOUS WILAYA DE SIDI BEL-ABBES	BUREAU D'EXPERT GEOMETRE DJILANI KOU BIBI AZEDDINE N°240 RUE RAHMANI MEKKI SIDI BEL-ABBES	
Objet: PLAN DE MISE A JOUR DU GISEMENT DE CALCAIRE DE DJEBEL KRAOULA ANNEE 2014		
LEVE TOPOGRAPHIQUE ACTUALISE		Echelle: 1/1000
LIEU DIT DJEBEL KRAOULA	COMMUNE SIDI ALI BEN YOUS	WILAYA SIDI BEL-ABBES
AUTEUR	VISA DE L'EXPERT	VISA DU GERANT
DATE D'ETABLISSEMENT:		13/01/2015

### المخلص :

هذا المشروع هو مساهمة متواضعة لإجراء تطوير شركة UMABT وبخاصة النضج المستمر لمشروع استغلال صخور الكلس في منطقة سيدي علي بن يوب، ولاية سيدي بلعباس. أرادت الشركة إجراء عملية الاستغلال عن طريق فتح مسار يقدر طوله ب: 1650 م، وهذا من أجل استغلال واستخراج الصخور بطريقة آمنة ومربحة. يقدر الاحتياط الإجمالي الذي يمكن استخراجه ب: 58 مليون طن. وعلى هذا يمكن تقدير العمر الكلي لاستغلال المحجرة ب: 33 سنة. وعلاوة على ذلك، قمنا بإنشاء مخططات التوسعة من أجل استغلال الجزء الغربي للمحجرة، مع تقدير الكمية التي يمكن استخراجها من الصخور وكذا المدة اللازمة لإجراء هذه العملية التي تعتمد على الأساس على استعمال المواد المتفجرة.

**الكلمات المفتاحية :** الكلس, الاستغلال, المخزون, مخططات التوسيع, نظام التقجير

### Résumé :

*Ce projet fin d'étude vient contribuer modestement aux actions de développement de l'EURL UMABT et en particulier de la maturation en cours sur le projet d'exploitation de calcaire de la région de Sidi Ali Benyoub wilaya de Sidi Bel Abbès.*

*La société UMABT a voulu entreprendre une exploitation pour laquelle l'ouverture se fait par une piste d'accès de 1650m, l'exploitation et l'extraction en fouille pour effectuer une exploitation sûre et rentable. Ainsi on a estimé les réserves à exploiter pour un total de 58 million tonnes.*

*En effet la durée de vie du gisement de Kraoula est estimée à 33ans.*

*De plus on a tracé des plans d'extensions destinés pour l'exploitation de la partie non exploitée, avec une estimation de la quantité de la roche et la durée de vie de cette partie. Du fait de la dureté de calcaire, le mode d'abattage adopté est celui de l'abattage à l'explosif.*

**Mots clés :** calcaire, exploitation, réserves, plan d'extension, mode d'abattage.

### Abstract:

*This research project is a modest contribution to development actions of UMABT and in particular the ongoing maturation of the limestone mining project in the region Sidi Ali Benyoub wilaya of Sidi Bel Abbès.*

*UMABT the company wanted to undertake an operation for which the opening is made by 1650 m an access track, exploitation and extraction excavation to make a safe and profitable operation. Thus it was estimated reserves to be exploited for a total of 58 million tons.*

*In fact the lifetime of the Kraoula deposit is estimated at 33 years.*

*Furthermore, we have extensions plans intended for the operation of the untapped part, with an estimate of the amount of rock and the life of this part. Due to the limestone hardness, the slaughter system adopted is that of the blasting.*

**Key words:** limestone, exploitation, reserves, extensions plans, the slaughter system.