



DÉDICACE

À

Mes chers parents, pour les efforts, le soutien et les prodigieux conseils.

REMERCIEMENTS

La rédaction de ce rapport n'aurait pas été effective sans la contribution d'éminentes personnes, qui ont fourni des efforts dans l'objectif de nous dispenser une formation de qualité qui soit à l'appoint de la technologie actuelle, afin de répondre efficacement aux besoins des entreprises. Parmi ces personnes, il y a le personnel académique et celui en entreprise. Au niveau du personnel académique, nous exprimons notre profonde gratitude à :

- Monsieur SAWADOGO Adama, le Directeur Général de la Mine, d'avoir bien voulu nous recevoir dans son entreprise ;
- Professeur YAO Alphonse, Directeur de l'École Supérieure des Mines et de Géologie, pour le travail accompli depuis le début de notre cursus ;
- Monsieur NAPON Michael, enseignant chercheur au département STeRMi, notre encadrant pédagogique au cours de ce stage, pour sa disponibilité et ses conseils ;
- Monsieur KOUADIO Eugène, enseignant chercheur au département STeRMi, pour le stage qu'il nous a trouvé ;
- Mme BAMA, Directrice des études du cycle ingénieur de conception, pour son soutien et ses conseils, qui ont contribué à notre formation.

Ainsi qu'à tous les autres enseignants qui ont œuvré à la réalisation de ce rapport à travers les conseils qu'ils nous ont procurés.

Au niveau de l'entreprise qui nous a accueillie, nous tenons à remercier :

- Monsieur OGOU Brou Patrick, Mining manager de Houndé Gold Opérations pour sa disponibilité, sa confiance placée en nous et le partage de son expérience ;
- Monsieur KOUADIO Armel, Ingénieur sénior des mines, notre maître de stage, pour notre suivi, l'excellente pédagogie et le savoir qu'il a bien voulu partager ;
- Messieurs SOME Basile, OUÉDRAOGO Roland tous ingénieurs planification pour leur aide et leur soutien tout au long de notre stage ;

Également, toutes les personnes dont les noms n'ont pu être cités ; qui par leur patience, leur disponibilité et leur compréhension ont contribué à la réussite de notre stage.

AVANT PROPOS

Créé par le décret n°96-678 du 04 septembre 1996, l'Institut National Polytechnique Houphouët Boigny (INP- HB) est un établissement public supérieur né de la restructuration de l'Institut National Supérieur de l'Enseignement Technique (INSET), l'École Nationale Supérieure des Travaux Publics (ENSTP) ; l'École Nationale Supérieure d'Agronomie (ENSA), l'Institut Agricole de Bouaké (IAB). Autrefois, constitué seulement de ces quatre (04) écoles, le pôle intellectuel d'Afrique de l'Ouest qu'est l'INP-HB se ramifie aujourd'hui en onze (11) grandes écoles que sont :

- École Préparatoire aux Grandes Écoles : CPGE ;
- École Doctorale Polytechnique : EDP ;
- École Doctorale Sciences Agronomiques et Procédés de Transformation : EDP-SAPT ;
- École Supérieure de Formation et de Perfectionnement des Cadres : EFCPC ;
- École Supérieure d'Agronomie : ESA ;
- École Supérieure de Commerce et d'Administration d'Entreprise : ESCAE ;
- École Supérieure d'Industrie : ESI ;
- École Supérieure des Travaux Publics : ESTP ;
- École Supérieure des Mines et de Géologie : ESMG ;
- École Supérieure du Pétrole et de l'Énergie : ESPE ;
- École Supérieure de l'Aéronautique et du Spatial : ESAS.

Depuis quelques années, le secteur minier et pétrolier connaît un essor remarquable entraînant ainsi une forte demande de main d'œuvre. L'ESMG a pour rôle de doter les industries du secteur minier et pétrolier, de techniciens supérieurs et d'ingénieurs de conception compétents et aptes à satisfaire les exigences du marché de l'emploi. A la fin de la troisième année, l'élève ingénieur des mines réalise un Travail de Fin d'Étude (TFE). C'est un exercice au cours duquel l'élève ingénieur doit faire preuve de ses capacités et connaissances théoriques acquises lors de son cursus scolaire. Le Travail de Fin d'Étude (TFE) peut être réalisé dans un bureau d'étude, en entreprise ou dans un service de l'administration publique.



C'est dans cette optique que nous avons effectué dans la période du 01 Mai au 31 Octobre 2024, notre Travail de Fin d'Études (TFE) au sein de la société minière Houndé Gold Opérations. Ce présent rapport fait le point des travaux réalisés et des résultats obtenus.

RÉSUMÉ

Dans le cadre du stage effectué à la mine d'or de Houndé, pour notre travail de fin d'études, le thème qui nous a été soumis est << Analyse et amélioration de la fragmentation des tirs à la mine d'or de Houndé : cas de la fosse de vindaloo main >>. L'objectif principal était de proposer des mesures d'amélioration de la qualité de la fragmentation des tirs, permettant ainsi d'améliorer l'efficacité des opérations minières et réduire les coûts de production.

Ainsi, notre étude a consisté dans un premier temps à faire un état des lieux de la fragmentation des tirs. Dans un deuxième temps, analyser la chaîne du forage - dynamitage afin d'identifier les causes de la qualité insuffisante de la fragmentation et pour terminer, la dernière étape a consisté à l'élaboration de mesures correctives ainsi qu'à une évaluation économique.

De l'analyse et l'interprétation des actions menées lors des tirs, il en ressort que la qualité de la fragmentation dans le minerai ne répond pas toujours aux attentes. Aussi, les habitudes de travail liées aux activités de forage et de dynamitage impactent grandement la qualité de la fragmentation : les points forés sont différents des points implantés, les densités planifiées ne sont pas toujours atteintes.

Afin de pallier ces problèmes, les mesures correctives que nous avons élaborées prennent en compte des actions à mettre en œuvre dont certaines d'entre elles nécessitent des moyens financiers. Il s'agit d'abord de l'utilisation de bouchons de bourrage pour améliorer la qualité du confinement de l'énergie, ensuite l'utilisation et, de radio durant le chargement et des fonctionnalités avancées des foreuses pour améliorer la précision de forage et enfin le maintien d'un contrôle qualité rigoureux du forage et du chargement.

Avec ces mesures, les degrés de fragmentations (P80) passent de quatre cent vingt-deux millimètres (**422 mm**) à trois cent millimètres (**300 mm**) dans le minerai. Celles-ci pourraient contribuer donc à améliorer la qualité de la fragmentation de **28%** pour la passe supérieure et la passe intermédiaire et également d'économiser des coûts annuels d'environ soixante-douze million de francs (**72 000 000 F CFA**).

Mots clés : fragmentation des tirs ; forage et dynamitage ; qualité de fragmentation ; amélioration des opérations minières ; évaluation économique.



ABSTRACT

As part of the internship carried out at the Houndé Gold Mine for our final study project, the assigned topic was related to the analysis and improvement of fragmentation quality. The main objective was to propose improvement strategies to enhance fragmentation quality, thereby increasing operational efficiency and reducing costs.

Our study began with an analysis of the drilling and blasting process to identify all the actions impacting fragmentation quality both before and after blasting. Next, we identified the causes of poor fragmentation quality, utilizing the Ishikawa diagram for this purpose.

Finally, the last step involved developing corrective measures, evaluating their impact, and comparing the associated costs.

From the analysis and interpretation of actions conducted during mining operations, it was found that the fragmentation quality in the ore does not always meet expectations. Moreover, work practices related to drilling and blasting significantly affect fragmentation quality. For instance, drilled points often differ from the planned coordinates, and poor fragmentation quality delays production by increasing the excavators cycle times.

To address these issues, the corrective measures we developed include actions that, in some cases, require financial resources. These measures consist of: using stemming plugs to improve energy confinement and enhancing drilling and loading quality.

By implementing these measures, fragmentation sizes in the ore were reduced to 300 millimeters (mm). This represents a 28% improvement in fragmentation quality for both the bulk pass and the first pass, contributing to improved fragmentation and saved around **72 000 000 F CFA** per year.

Keywords: fragmentation quality; drilling and blasting; corrective measures; operational efficiency; economic evaluation.

TABLE DES MATIERES

DÉDICACE.....	i
REMERCIEMENTS.....	ii
AVANT PROPOS	iii
RÉSUMÉ.....	v
ABSTRACT	vi
INTRODUCTION.....	1
CHAPITRE I : GÉNÉRALITÉS.....	2
I. PRÉSENTATION DE HOUNDÉ GOLD OPERATION SA	2
1. Présentation de la structure.....	2
2. Organisation	2
II. PRÉSENTATION DE LA ZONE D'ÉTUDE.....	4
1. Situation géographique.....	4
2. Relief, végétation et climat (Source mine Houndé).....	4
3. Géologie et minéralisation.....	5
III. GÉNÉRALITÉS SUR LE FORAGE-DYNAMITAGE.....	9
1. Méthode d'exploitation à la mine d'or de Houndé.....	9
2. Objectifs du tir en mine à ciel ouvert	10
3. Forage et dynamitage	10
4. Mécanisme d'abattage de la roche	12
5. Paramètres liés aux opérations de forages et dynamitages	15
CHAPITRE II : MATÉRIEL ET MÉTHODES.....	23
I. MATÉRIEL	23
1. Matériel de sécurité	23
2. Matériel de collecte de données	24
3. Documentation	24
4. Matériel Informatique (matériel d'analyse).....	25
II. MÉTHODES.....	26
1. Recherche documentaire	26
2. Collecte des données	26
3. Analyse des données collectées.....	28
4. Interprétation des résultats.....	30
CHAPITRE III : RÉSULTATS, INTERPRETATIONS ET RECOMMANDATIONS.....	32
I. RÉSULTATS ET ANALYSES.....	32
1. État des lieux de la qualité des tirs	32
2. Contrôle qualité des opérations de forages et dynamitages	41
3. Évaluation des pertes.....	45



II. INTERPRÉTATIONS	47
1. Caractérisation du massif rocheux.....	48
2. Analyse de la situation	49
3. Mise en œuvre de la stratégie	59
III. RECOMMANDATIONS	68
CONCLUSION.....	69
❖ BIBLIOGRAPHIE	69
❖ ANNEXES	71

LISTE DES FIGURES

Figure 1 : Organigramme simplifié de Houndé Gold Opération	2
Figure 2 : Géologie des projets miniers au Burkina	7
Figure 3 : Fosse Vindaloo Main de la mine de Houndé	9
Figure 4 : Exemple de plan de connexions.....	12
Figure 5 : Phase de choc lors du dynamitage	13
Figure 6 : Phase de gaz lors du dynamitage	14
Figure 7 : Phase dynamique lors du dynamitage.....	14
Figure 8 : Classification des roches en fonction de leur résistance en compression.....	22
Figure 9 : Équipements de Protection Individuelle	23
Figure 10 : Matériel de collecte d'images.....	24
Figure 11 : Fiche de contrôle qualité de la foration.....	24
Figure 12 : Logo du logiciel wipfrag	25
Figure 13 : Logo du logiciel excel.....	25
Figure 14 : Courbe de distribution granulométrique	30
Figure 15 : structure du diagramme d'Ishikawa.....	31
Figure 16 : Pertes d'énergie et éjections lors d'un dynamitage	32
Figure 17 : Niveau de fumée et de gaz dégagé	32
Figure 18 : État de fragmentation globale du stérile	34
Figure 19 : État de fragmentation de la passe supérieure	34
Figure 20 : État de fragmentation de la passe intermédiaire	35
Figure 21 : État de fragmentation de la dernière passe	35
Figure 22 : Répartition temps de remplissage du godet par passe pour la PC 2000	37
Figure 23 : Répartition temps de remplissage du godet par passe pour la PC 1250	38
Figure 24 : Productivité sur la passe supérieure	40
Figure 25 : Productivité sur la passe intermédiaire	40
Figure 26 : Productivité de la dernière passe.....	41
Figure 27 : Illustration des camions en attente	46
Figure 28 : Vu de discontinuités à l'intérieur de la fosse de VIM via surpac.....	49
Figure 29 : Trous forés sans avoir été couverts	54
Figure 30 : Tige coincée lors de la foration	54
Figure 31 : Trous présentant un bourrage apparent.....	56
Figure 32 : Image des bouchons de bourrage	59
Figure 33 : Foreuse EPIROC D65 en foration	64
Figure 34 : Foreuse SUNWARD 152B en foration.....	64
Figure 35 : État de fragmentation de la partie supérieure du tir témoin.....	65
Figure 36 : État de fragmentation de la passe intermédiaire du tir témoin.....	65
Figure 37 : État de fragmentation de la dernière passe du tir témoin.....	65



LISTE DES ÉQUATIONS

Équation 1 : Calcul de la productivité instantanée.....	28
Équation 2 : Équation de Kunetsov.....	60
Équation 3: Détermination du facteur de la roche	61
Équation 4 : Indice d'homogénéité de Cunningham	61
Équation 5 : Déviation de forage	61
Équation 6 : Équation de Rosin-Rammler	61
Équation 7 : Équation de la taille caractéristique des fragments	62

LISTE DES TABLEAUX

Tableau I : Tableau récapitulatif des paramètres avec leur règle empirique	17
Tableau II : Tableau synthétique de la charge spécifique en fonction de la roche	18
Tableau III : Récapitulatif de l'analyse des observations de dynamitages	33
Tableau IV : Tableau récapitulatif des caractéristiques des pelles utilisées à VIM.....	36
Tableau V : Tableau récapitulatif du taux de remplissage du godet par passe pour la PC 2000	38
Tableau VI : Tableau récapitulatif du temps de remplissage du godet par passe pour la PC 2000	37
Tableau VII : Tableau récapitulatif du taux de remplissage du godet par passe pour la PC 1250	39
Tableau VIII : Répartition du temps de remplissage du godet par passe PC 1250	39
Tableau IX : Pourcentage global de la position des points forés	42
Tableau X : Récapitulatif de l'état des points forés par pattern.....	43
Tableau XI : Tableau récapitulatif du pourcentage global de foration	43
Tableau XII : Tableau des densités prélevées de l'explosif	44
Tableau XIII : Comparaison du PF réel et planifié	45
Tableau XIV : Tableau trimestriel des heures perdues et des coûts associés	46
Tableau XV : Coûts engendrés par le marteau piqueur	47
Tableau XVI : Récapitulatif des facteurs naturels influençant la qualité du massif rocheux .	48
Tableau XVII : Récapitulatif des fractures répertoriées dans la fosse de VIM	49
Tableau XVIII : Paramètres géométriques appliqués	63
Tableau XIX : Conditions de forations des tirs antérieurs et témoins	63
Tableau XX : Récapitulatif de l'amélioration de la précision de forages.....	64
Tableau XXI : Tableau récapitulatif lié aux mesures correctives	66
Tableau XXII : Coût des mesures correctives	66
Tableau XXIII : gains financiers	66
Tableau XXIV : Coûts du tir témoin.....	67
Tableau XXV : Tableau récapitulatif des fractures.....	71
Tableau XXVI : Fichier Excel récapitulatif des paramètres	72
Tableau XXVII : Tableau des récapitulatif des P80 des tirs utilisés.....	73



LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS

SIGLES ET ABRÉVIATIONS	SIGNIFICATIONS
GNSS	Global Navigation Satellite System
GPS	Global Positioning System
HGO	Houndé Gold Opérations
P80	Percentile 80
PF	Powder factor
QAQC	Quality Assurance /Quality Control
SA	Société Anonyme

INTRODUCTION

L'activité minière nécessite d'extraire du matériau, de le traiter afin de disposer de la substance utile. Pour ce faire, l'abattage du matériau est nécessaire, notamment à travers le forage et le dynamitage. Les opérations d'abattage de roche consistent à détacher la roche de son massif. Elles sont généralement effectuées dans les carrières de matériaux de construction et surtout dans les mines au moyen d'explosif ou mécaniquement. Elles occupent environ 70% des coûts d'exploitation et devraient être conduites de manière optimale afin de minimiser les coûts opératoires de productions. Cependant, force est de constater que le résultat de l'abattage ne satisfait pas toujours les attentes, causant des retards à la production, l'usure des engins et également une augmentation des coûts de productions.

À la mine d'or de Houndé, et plus spécifiquement dans la fosse de Vindaloo Main, une problématique liée à la qualité de la fragmentation des tirs a été observée. Les performances de fragmentation ne correspondent pas toujours aux attentes des équipements (excavatrices et concasseur) et donc ont un impact en termes de coût et d'efficacité.

C'est dans ce contexte que notre thème intitulé : « Analyse et amélioration de la fragmentation des tirs à la mine d'or de Houndé au Burkina Faso : Cas de la fosse de Vindaloo Main » s'inscrit. L'objectif principal de cette étude est de proposer des mesures visant à améliorer la qualité de la fragmentation dans cette fosse.

De manière plus détaillée, il s'agira de :

- ❖ Analyser la qualité de la fragmentation actuelle ;
- ❖ Identifier les raisons de la qualité insuffisante de cette fragmentation ;
- ❖ Proposer des mesures correctives et faire une évaluation économique.

Ce rapport est structuré en trois chapitres : le premier présente les généralités sur la mine de Houndé et la fosse Vindaloo Main ; le deuxième chapitre détaille les matériels et méthodes utilisés durant l'étude ; enfin, le troisième chapitre porte sur les résultats obtenus, leur analyse et les recommandations.

CHAPITRE I : GÉNÉRALITÉS

I. PRÉSENTATION DE HOUNDÉ GOLD OPERATION SA

1. Présentation de la structure

Houndé Gold Operations est l'une des plus importantes mines de la société canadienne Endeavour Mining. Avec un capital social de 10 000 000 FCFA, son siège social se trouve à Ouagadougou et son siège régional se trouve à Abidjan en Côte d'Ivoire.

La mine d'or de Houndé est située à environ 250 km au sud-ouest de Ouagadougou, la capitale du Burkina Faso. Sa construction a été officiellement lancée le 30 juin 2016 et son entrée en production inaugurée le 09 décembre 2017. Ses parts sont détenues à 90% par la société et 10% par le gouvernement Burkinabè. Elle dispose d'une capacité estimée à 2,1 millions d'onces d'or sur dix ans.

Rappelons que la société Endeavour Mining est un acteur majeur de l'exploitation aurifère en Afrique de l'Ouest, avec des mines en production au Sénégal, en Côte d'Ivoire et au Burkina Faso. Elle dispose d'un solide portefeuille de projets de développement avancés et d'actifs d'exploration.

2. Organisation

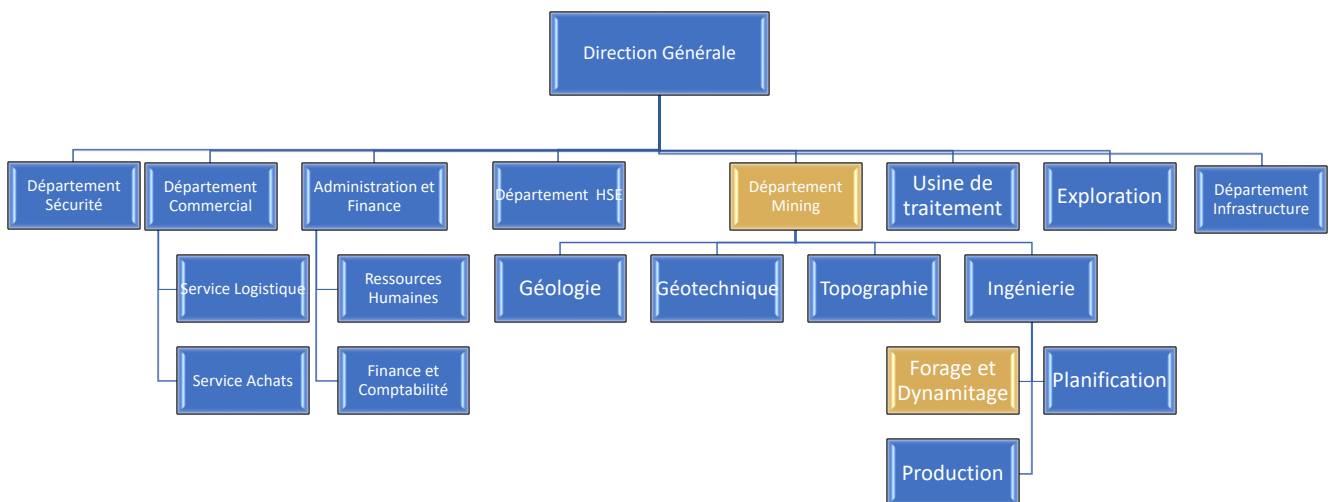


Figure 1 : Organigramme simplifié de Houndé Gold Opération

La figure ci-dessus illustre l'organigramme simplifié de la mine d'or de Houndé.

La mine de Houndé est structurée autour d'une direction générale chargée des affaires juridiques, administratives et financières. Cette direction est assistée par plusieurs départements d'opérations chargés de l'exécution des programmes d'activités. Parmi ces départements se compte le département Mining.

Le département Mining est structuré en services que sont :

❖ **L'ingénierie**

L'ingénierie comprend trois parties que sont :

- **La planification** : elle est divisée en long terme, moyen et court terme ;
- **La production** : elle s'occupe de tout ce qui concerne le transport du minerai et du stérile. Elle se charge de récolter les données de production afin de suivre l'évolution de l'exploitation et faire les rapports en vue de réajuster les plans ;
- **Le forage et le dynamitage** : c'est la section qui est en charge des opérations d'abattage. Notre stage a été effectué dans ce département.

❖ **La topographie**

C'est sans doute l'un des départements le plus incontournable de la mine. La topographie intervient dans toutes les opérations minières car servant de repère dans l'espace.

Dans le cadre du forage et dynamitage, les agents de la topographie implantent les différents trous des patrons de tir, et font le levé des trous chargés. Après le dynamitage, les agents de la topographie place les limites du tir.

Dans le cadre de la géologie, elle plante les points pour les forages de contrôle de teneur et d'exploration et fait le marquage du minerai à excaver.

Dans les opérations de production, la topographie permet d'avoir le niveau sur lequel travaillent les différents engins. Les levés topographiques permettent de mettre à jour l'avancée de l'excavation.

❖ **La géologie**

Son rôle s'étend depuis l'exploration en passant par le grade control ou contrôle de teneur jusqu'à l'alimentation du broyeur et concasseur de l'usine.

❖ **La géotechnique**

Le rôle principal de la géotechnique est de veiller à la stabilité des talus. Elle établit les paramètres des murs et dirige les travaux de pompage d'eaux souterraines afin de rabattre les nappes souterraines susceptibles d'être source d'instabilité des fosses.

II. PRÉSENTATION DE LA ZONE D'ÉTUDE

1. Situation géographique

La zone du permis de la mine de Houndé est située administrativement dans les provinces du Tuy et Mouhoun, dans la région Sud-Ouest du Burkina Faso, en Afrique de l'Ouest.

L'étude de la faisabilité du projet Houndé porte sur le groupe de gisements Vindaloo et Madras NW qui sont situés à environ deux cent cinquante kilomètres (250 km) au Sud-Ouest de Ouagadougou, la capitale du Burkina Faso.

Les gisements sont situés à environ deux kilomètres sept cents mètres (2,7 km) de la route nationale N°1 et à deux cent mètres (200 m) d'une ligne électrique de 225 kV qui s'étend de la Côte d'Ivoire à Ouagadougou. La ville de Houndé est peuplée d'environ vingt-deux mille (22000) habitants. Une ligne ferroviaire qui s'étend du port d'Abidjan, Côte d'Ivoire à Ouagadougou, se trouve à environ vingt-cinq kilomètres (25 km) à l'ouest de la zone de dépôt.

2. Relief, végétation et climat

Le permis de Houndé se situe dans la savane de la zone climatique soudanaise. La zone est caractérisée par l'influence accrue de la mousson ouest-africaine par rapport à la zone sahélienne au nord du Burkina Faso.

La station météorologique de Bobo-Dioulasso, à quatre-vingt-dix kilomètres (90 km) à l'ouest, a enregistré une température moyenne de 27 °C sur une période de vingt-deux ans (22 ans), avec un maximum de 43 °C atteint en avril et un minimum de 9 °C en décembre. Une saison des pluies de juin à octobre est suivie d'une saison sèche pour le reste de l'année.

Les données hydrologiques historiques mensuelles et quotidiennes de deux stations climatologiques situées à proximité du projet, ont été utilisées pour dériver la climatologie de conception de base.

Ces stations sont :

- la station climatique de Houndé, située à six kilomètres trois cent mètres (6,3 km) au nord du site du projet ;
- la station climatique de Boromo, située à soixante-quatorze kilomètres sept cent mètres (74,7 km) au nord-est du site du projet.

La mine se situe à environ trois cent vingt mètres (320 m) au-dessus du niveau de la mer et se caractérise par une topographie plane avec parfois des crêtes de latérites arrondies à abruptes jusqu'à 20 mètres de haut. On y trouve des cours d'eau saisonniers peu profonds allant du nord-est à l'est. Une fine couche de terre, sur latérite, couvre la plupart des zones, avec des alluvions à proximité des cours d'eau et des drainages. Les roches volcaniques du sous-sol et les sédiments

affleurent localement. Le plus important étant une grande crête de direction Nord-Est de roches méta volcaniques situées à environ cinq kilomètres (5 km) à l'ouest de la zone de dépôt.

Les arbres sont espacés de 1 à 100 mètres avec des densités plus élevées dans les zones de drainage. Pendant la saison des pluies, l'herbe couvre la zone non agricole et est souvent brûlée après la saison sèche.

3. Géologie et minéralisation

❖ Géologie du Burkina

Les formations rocheuses du Burkina Faso appartiennent au Domaine Baoulé-Mossi du Craton Ouest-Africain. Ce dernier comprend trois principaux domaines géologiques : le socle Paléoprotérozoïque couvrant la majeure partie du territoire ; la couverture sédimentaire Néoprotérozoïque à paléozoïque recouvrant les limites ouest, nord et sud est du pays ; Les terrains Cénozoïques du Continental terminal occupant des surfaces réduites aux confins nord-ouest et extrême est.

• Le socle Paléoprotérozoïque

Les formations Paléoprotérozoïque comprennent des Ceintures Volcano-Sédimentaires (CVS) alternant avec des Complexes Métamorphiques et Anatectiques (CMA) qui sont envahis par une variété d'intrusions d'origines diverses. Le Burkina Faso est caractérisé par plusieurs couloirs de déformation trans-lithosphérique de grande ampleur : le corridor de Markoye, le couloir de Gourma à l'est et les cisaillements de Bobo Dioulasso, Bossié, Diaga, West bâtie et Wa-Laura- Jirapa. Les ceintures volcano sédimentaires et plutoniques de l'Ouest sont orientées Nord Nord-Est-Sud Sud-Ouest (NNE-SSO). Il s'agit des ceintures de Loumana, de Banfora, de Houndé et de Boromo. Vers le Nord, les ceintures de Boromo et de Houndé s'infléchissent dans la zone centrale pour former respectivement les ceintures arquées de Goren et de Djibo. Dans les zones nord et orientale, les ceintures volcano-sédimentaires sont réduites à l'état de lambeaux qui sont disséquées par des cisaillements. Les CVS sont constituées d'un assemblage volcanique, sédimentaire et igné de nature tholéiitique et mis en place dans un régime d'extension ou d'arrière-arc. Cette séquence est considérée comme étant la base, dans laquelle on y retrouve aussi des quartzites contenant, à plusieurs endroits, des formations de fer litée à magnétite. Elle est surmontée d'un assemblage d'andésites, de pyroclastites et d'épiclastites, de sédiments volcanogènes souvent chertueux et de centres de volcanisme felsique. Ces roches volcaniques sont surmontées d'un assemblage sédimentaire constitué de grès, de grauwaske, de quartzite, de siltite, d'argilite et localement de chert. La formation du Pseudo-Tarkwa est constituée de grès arkosiques, parfois conglomératiques, reposant en discordance sur les autres

séquences volcano sédimentaires. Le métamorphisme des formations volcano-sédimentaires est au faciès des schistes verts. Localement des zones du faciès amphibolite (andalousite, sillimanite, staurotite, grenat et parfois disthène) ont été identifiées près des cisaillements, et à proximité d'intrusions importantes. Plusieurs types d'intrusions de granitoïdes sont reconnus :

- Les intrusions de type TTG, interprétées comme étant contemporaines du volcanisme,
- Les intrusions de granite, monzonite et granodiorite, peralumineuses et calco-alcalines, avec une signature d'arc volcanique et contemporaine de l'orogénèse éburnéenne ;
- Les granites et granites potassiques évolués peralumineux, à signature syn-collisionnelle, contemporains de l'orogénèse éburnéenne ;
- Les granites alcalins et les syénites, surtout présents sur la carte de Gaoua. Ceux-ci possèdent un halo magnétique constitué d'une altération en magnétite des roches hôtes immédiates,
- Les intrusions de gabbro à hornblende, magnétiques, d'âge inconnu mais plus jeunes que les intrusions éburnéennes,
- Les intrusions anorogéniques de type A précédant l'ouverture du bassin de Taoudéni. Une variété de roches mafiques et ultramafiques furent reconnues dans les CVS et les CMA comme les filons couches de gabbro-pyroxénite associés au volcanisme tholéiitique, des intrusions de gabbro à péridotite dans les unités volcano-sédimentaires et les CMA et des essaims de filons de dolérites d'âges distincts.

• La couverture sédimentaire Néoprotérozoïque

La couverture sédimentaire Néoprotérozoïque repose en discordance majeure sur le socle Paléoprotérozoïque dans les zones ouest (bassin de Taoudéni), nord (bassin du Gourma) et sud-est (bassin des Volta). Elle est principalement constituée de dépôts marins de type plate-forme épicontinentale, avec de rares intercalations de grès fluviaux et, dans le bassin des Volta seulement, d'un niveau de tillite continentale (Néoprotérozoïque terminal à Cambrien possible) associé à des niveaux de calcaires dolomitiques, de silexites et de phosphatites. La sédimentation est étalée dans le temps depuis le début du Néoprotérozoïque (~ 1000 Ma) jusqu'au Cambrien possiblement. (Melesi et al, 1993)

• Le Continental terminal

Le Continental terminal (Cénozoïque) marque la reprise d'une sédimentation qui ne s'était sans doute plus manifestée depuis le Cambrien. Cette formation fluvio-lacustre est bien représentée dans le Nord-Ouest du pays où sur plus de quarante mètres alternant argiles et sables rubéfiés, datés de l'Éocène supérieur-Oligocène. Dans l'extrême Est, le continental terminal forme un

épandage gréso-conglomératique qui prolonge les vastes zones d'affleurement du Niger attribuées au Miocène-Pliocène.

❖ Géologie de la zone d'étude

La mine de Houndé est située dans la ceinture des roches vertes de Houndé.

C'est un ensemble de roches vertes birimiennes situé entre le Bassin sédimentaire de Taoudéni et les formations géologiques du Baoulé-Mossi. Ces roches vertes ont connu de grandes intrusions granitoïdiques.

La croûte birimienne dans la zone du projet comprend les lithologies suivantes de bas en haut :

- ✓ une épaisse séquence de roches mafiques, y compris le basalte, ainsi que la dolérite et le gabbro, tous de composition tholéitique, localement intercalés avec des sédiments détritiques immatures et du calcaire ;
- ✓ un tas sédimentaire détritique (volcanites, turbidite, mudstone et carbonate) ;
- ✓ une séquence sédimentaire clastique grossière appartenant au Tarkwaian Groupe.

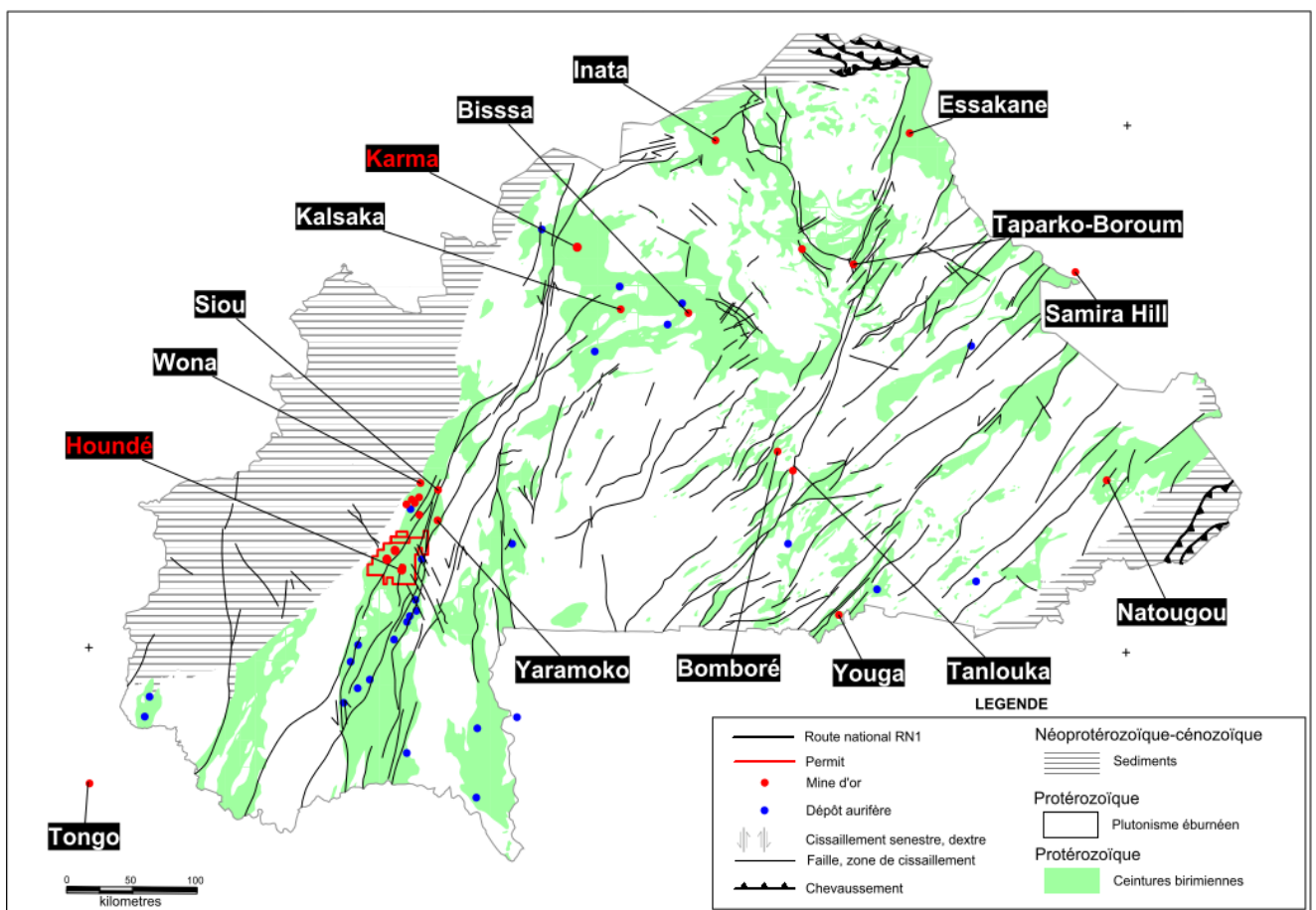


Figure 2 : Géologie des projets miniers au Burkina

Source : Structural geology of the Hounde project area (RHT 2016-09-08)

Au cours de l'orogénèse éburnéenne, les roches volcaniques et méta sédimentaires ont été soumises à un raccourcissement crustal associé au métamorphisme régional des faciès de schistes verts. Les roches dans les zones immédiates de Vindaloo et de Madras Nord-Ouest (NO) sont orientées du nord au nord-est et sont de type volcaniques et sédiments intermédiaires métamorphisés. Les zones de Vindaloo, hébergent des intrusions mafiques intenses de séricite et de silice, puis des volcanoclastiques. La minéralisation est souvent en stockwerks (gisement minéral constitué d'un réseau complexe et très dense de filons ou veines orientés aléatoirement) de quartz et modérément à pyrite.

❖ **Minéralisation de la zone d'étude**

L'ensemble minéralisé est orienté Nord Nord-Est et plonge abruptement au Nord-Ouest. La minéralisation varie de faible (0,45g/t) à assez forte (4,15g/t), relativement courte, verticale ou à horizontale distances, conduisant à des nœuds de minéralisation à plus haute teneur, reliés par des zones d'or de plus faible minéralisation. La tendance de Vindaloo a été testée par forage sur une distance d'environ sept kilomètres sept cent mètres (7,7 km) le long de la direction.

Les ressources de la mine à ciel ouvert du gisement de Vindaloo comprennent un groupe de minéralisations aurifères étroitement espacées. Ces structures représentent actuellement une section d'environ quatre kilomètres huit (4,8 km) de la zone Vindaloo et une Section de neuf cent mètres (900 m) de long de la zone Madras NO. Le travail de modélisation a mis en évidence 39 lentilles semi-parallèles de minéralisation, mesurant jusqu'à environ 70 mètres de largeur. Les zones Vindaloo et Madras NO regorgent six (06) des lentilles contenant la plus grande partie du minéral ressources.

La minéralisation de la zone Vindaloo est ouverte en longueur et en profondeur. Dans et à côté de la zone modélisée, il y a des indications de zones aurifères parallèles, structures croisées minéralisées en or.

La figure ci-dessous présente la fosse Vindaloo Main de la mine de Houndé.

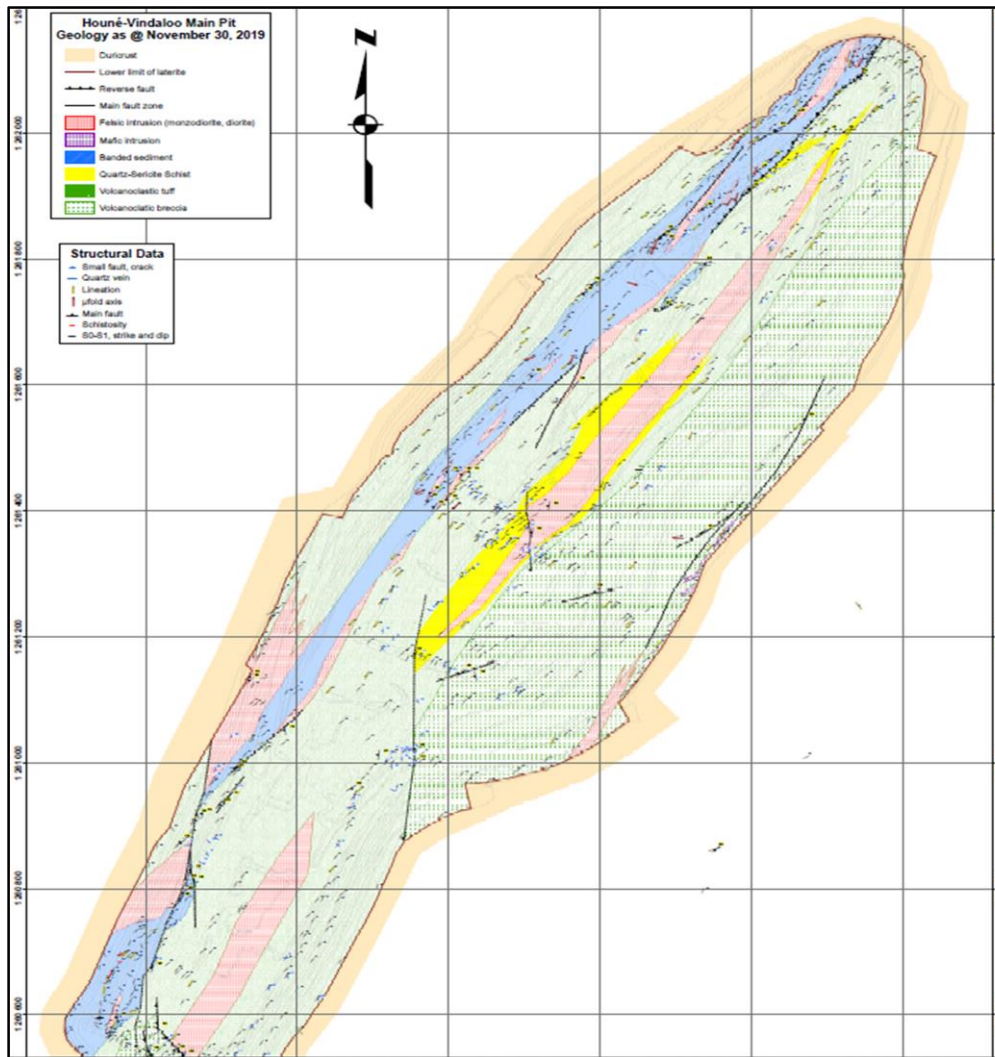


Figure 3 : Fosse Vindaloo Main de la mine de Houndé

III. GÉNÉRALITÉS SUR LE FORAGE-DYNAMITAGE

1. Méthode d'exploitation à la mine d'or de Houndé

La méthode d'exploitation à la mine de Houndé est conventionnelle à celle de la mine à ciel ouvert incluant donc le forage - dynamitage, le chargement et le transport de matériaux. La forme en filon dressant du gisement justifie la découverte de cette fosse par tranches horizontales successives avec transport des déblais. L'exploitation de la mine se fait à ciel ouvert en suivant différentes étapes nommées stage.

Le chargement et le transport sont assurés par l'entreprise elle-même tandis que des entreprises sous-traitantes s'occupent du forage et des activités de dynamitage.

2. Objectifs du tir en mine à ciel ouvert

Les activités de forages et dynamitage concourent à différents objectifs répartis comme suit :

- ❖ **abattre un grand volume de roche**, avec :
 - une blocométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible ;
 - un épanchement du tas et un Passe supérieure adapté aux engins de reprise du tas.
- ❖ **assurer une bonne géométrie des fronts** avec :
 - Une bonne sortie du pied ;
 - un bon alignement des fronts et de la plateforme ;
 - des effets arrière réduits.
- ❖ **assurer la sécurité**, c'est-à-dire le contrôle des projections et éviter les tirs bloqués ou pans non abattus.

3. Forage et dynamitage

3.1. Forage

3.1.1 Définition

Le forage est l'opération qui consiste à faire dans la roche des trous d'un diamètre et d'une profondeur définis pour y mettre de l'explosif afin de la dynamiter.

La foration des trous de mine est effectuée par des engins spécialisés appelés foreuses.

3.1.2 Types de trous de forage

- **Les trous de pré-découpage (presplit) :**

Les presplit permettent d'obtenir le front final souhaité, assurant une bonne stabilité des talus. L'angle des talus est fonction du type de matériau dans lequel nous évoluons. Selon que nous soyons dans la transition ou la roche dure, les valeurs de ces angles changent.

Ainsi au niveau de la fosse de Vindaloo Main, dans la transition et la roche dure, les angles des talus sont respectivement de 75° et 80° par rapport à l'horizontal.

- **Les trous tampons (Buffer)**

Les trous tampons servent à amortir l'énergie venant des trous de production afin d'éviter d'endommager du mur. Ils sont forés après la ligne des trous de pré-découpage de manière verticale.

- **Les trous de production**

Ils fragmentent la roche et sont les plus nombreux dans une volée. Placés juste après la ligne des trous tampons, ils peuvent être cependant dynamités seuls s'il n'y a pas de trous tampons ou de presplit.

3.2. Dynamitage

Le dynamitage est une technique utilisée pour fragmenter ou déplacer des matériaux solides en utilisant l'énergie libérée par des explosifs. Le dynamitage est effectué au travers d'un ensemble de processus.

3.2.1 Processus de chargement

- **Phase de contrôle**

La phase de contrôle permet de s'assurer de la bonne profondeur des trous donné par le plan de foration afin d'effectuer des ajustements ou des ré-forations.

- **La phase d'amorçage**

L'amorçage consiste à connecter au booster un détonateur. Ce couple booster-détonateur sera ensuite placé en fond de trou. Le booster est un produit explosif dont le conditionnement spécial est conçu pour constituer une charge amorce contenant le détonateur. Il se présente sous forme de cartouche de forme cylindrique de 10 cm de long et de 2,5 cm de diamètre. Les détonateurs utilisés pour l'amorçage sont des détonateurs Non Électriques (NONEL) à microretard et des détonateurs électroniques.

- **Phase de pompage du produit**

Cette phase consiste à introduire l'explosif dans les différents trous de mines. Le chargement des trous de mines se fait conformément à la profondeur forée.

- **Phase de vérification de la hauteur du bourrage**

Après avoir injecté l'émulsion composite dans un trou de mine, la hauteur du bourrage est mesurée après gélification du produit à l'aide d'un fil conçu à cet effet pour s'assurer du respect de la hauteur recommandée.

- **Phase de bourrage**

Après vérification de la hauteur du bourrage, le trou est refermé avec un matériau de bourrage bien défini. L'utilisation de matériau de bourrage permet de confiner l'énergie libérée par celle-ci afin d'accroître son action dans la masse rocheuse.

3.2.2 Connexion et mise à feu

Une fois les trous chargés et bourrés, l'on passe ensuite à la connexion de la volée à abattre. Cette opération est planifiée par les ingénieurs techniques de MAXAM et exécutés par les boute-feus présents sur le terrain. Le plan de connexion peut être réalisé avec plusieurs types de délai à savoir les 67ms, 42ms, 25ms et 17ms.

La figure qui suit nous présente un exemple de plan de connexion :

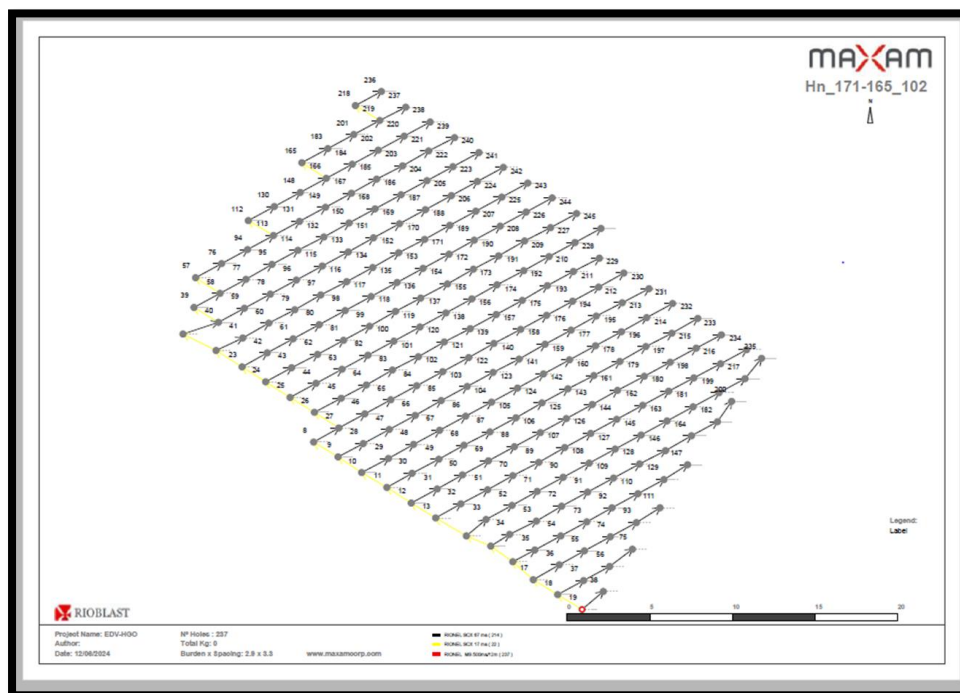


Figure 4 : Exemple de plan de connexions

Source : Service forage et dynamitage de la mine d'or de Houndé

4. Mécanisme d'abattage de la roche

Le processus de la fragmentation à l'explosif repose sur l'action combinée de l'onde de choc et des gaz d'explosion. Ces actions correspondent à trois phases successives.

➤ Une phase de choc

Au cours de cette phase, on peut distinguer différents phénomènes, relatifs à différentes zones du massif rocheux :

- L'onde de choc génère, tout d'abord une onde de compression, qui va engendrer des contraintes supérieures à la résistance en compression de la roche. Cet état de contrainte va donc broyer la roche dans une zone autour du trou désigné par « zone de broyage » ;
- 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 ;
- le dernier phénomène de la phase de choc fait intervenir les ondes de traction : en effet, les ondes de choc initialement créées se dirigent dans toutes les directions, y compris vers les 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. La répartition entre les énergies transmises et réfléchies dépend du rapport des impédances des deux milieux.

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 provoquer une fissuration appelée écaillage, dans une zone proche de l'interface.

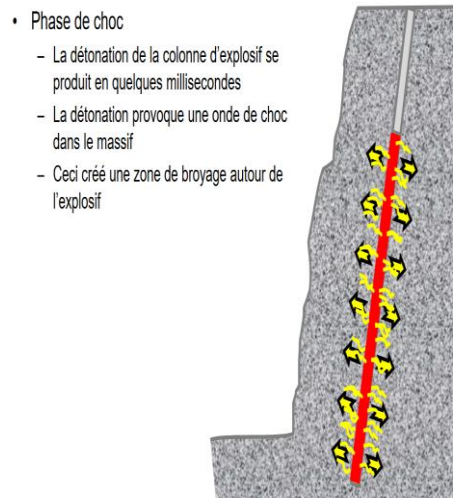


Figure 5 : Phase de choc lors du dynamitage

Source : Conception et réalisation d'un plan de tir, EPC France

➤ Une phase de Gaz

Elle constitue la deuxième étape de l'abattage à l'explosif : Après les fissures engendrées dans le massif, du gaz sous très haute pression est libérée. Il se propage très rapidement au sein des fissures en créant de nouvelles.

La figure ci-contre décrit la phase de gaz lors du dynamitage.

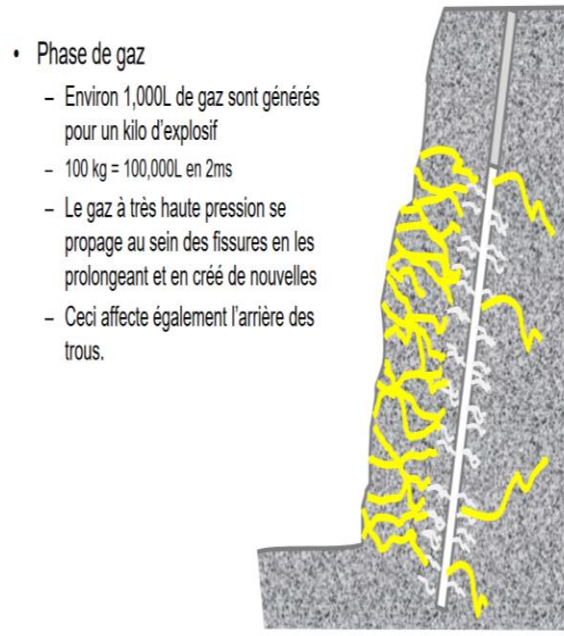


Figure 6 : Phase de gaz lors du dynamitage

Source : Conception et réalisation d'un plan de tir, EPC France

➤ Une phase dynamique

Au cours de cette dernière étape, la volée est poussée en avant par l'important volume de gaz libéré, causant davantage de fragmentation par collision et cisaillement.

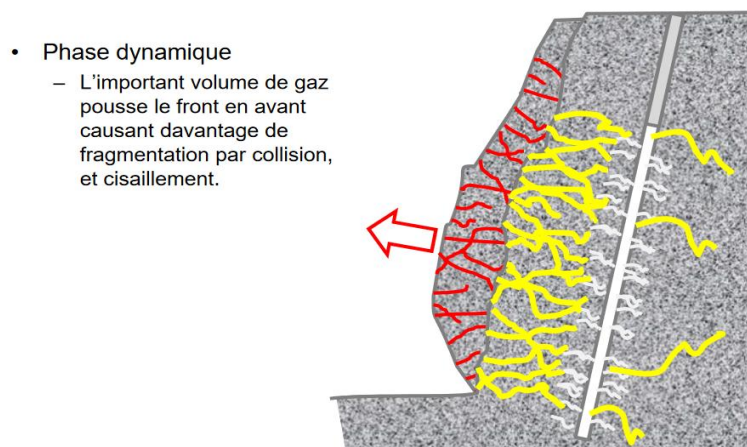


Figure 7 : Phase dynamique lors du dynamitage

Source : Conception et réalisation d'un plan de tir, EPC France

5. Paramètres liés aux opérations de forages et dynamitages

Les paramètres directement liés aux opérations de forages sont entre autres :

➤ Diamètre du trou

Le diamètre des trous est choisi de sorte qu'en combinaison avec le positionnement adéquat des trous (choix de la maille de foration) et la nature de l'explosif, l'on obtienne une meilleure fragmentation de la roche, facilitant la tâche aux engins de chargement, de transport et de concassage.

Aussi, le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage.

Dans le cas où le massif est assez fracturé, une maille assez large avec un diamètre plus grand n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée. « A1 NEFI mouloud »

➤ Profondeur du trou

La profondeur des trous de mine est fonction de la hauteur du front de taille à exploiter et de la sur-foration. La hauteur du banc d'exploitation est la distance verticale séparant deux niveaux horizontaux de la fosse d'exploitation. Elle est choisie en fonction des caractéristiques du matériau à excaver et des capacités des engins de forage (foreuses) et d'excavation (pelles).

➤ Inclinaison du trou

Les trous de production sont forés avec un angle de 90° par rapport à l'horizontale tandis que ceux de pré-découpage le sont suivant l'inclinaison du mur de la fosse (75° voir 80° par rapport à l'horizontale).

➤ Maille de foration

La maille de foration est le couple banquette-espacement. Elle dépend surtout de la taille du carreau à abattre et du type de matériau en place. La banquette (B) est définie comme la distance entre une rangée de trous de mine et le front de taille ou entre deux rangées consécutives. Elle est l'un des paramètres les plus importants dans la conception d'un plan de tir. Quant à l'espacement, c'est la distance entre deux (2) trous de mine consécutifs d'une même rangée.

➤ Sur-foration

Elle est définie comme la longueur du trou de mine foré en dessous du plancher visé. Elle permet de faciliter la circulation des engins sur le carreau final.

➤ **Matériel et hauteur de bourrage**

Le bourrage fait référence à un matériau concassé utilisé pour confiner l'énergie explosive à l'intérieur du trou de mine afin de fragmenter la roche. Le confinement est la capacité de l'explosif à être au contact de la roche pendant la détonation. La qualité du confinement est déterminée par la hauteur du bourrage et les dimensions du matériau utilisé.

➤ **Rapport de maille**

C'est la relation entre l'espacement et la banquette, habituellement appelée E/B. Langefors et Kihlström suggèrent de la maintenir entre 1 et 1.5. Cette relation affecte la fragmentation obtenue : une valeur de E/B proche de 1 aura tendance à produire des blocs, tandis qu'une valeur de E/B de 1.5 donnera une fragmentation plus fine. Une valeur de 1.25 par exemple conduira à une fragmentation régulière.

➤ **Direction de tir**

La direction du tir est induite par la séquence de mise à feu, dépendante elle aussi de la forme du bloc à tirer, la présence de faces libres et l'orientation du minerai afin de réduire les dilutions de minerai. Ce plan précise les temps d'initiation entre les trous et aussi des lignes qui sont soigneusement manipulées par le mineur afin d'atteindre les objectifs. Le plan de connexion ne devra pas impacter le mur.

Les différents types de connexion sont :

- La connexion en V ;
- La connexion en échelon qui est celle utilisée à Houndé ;
- La connexion en zigzag ;
- La connexion en sapin.

➤ **Paramètres liés à l'explosif**

Un explosif est un corps ou un mélange qui, sous l'action mécanique d'un détonateur, se décompose et produit en un temps extrêmement court, une grande quantité de gaz à très haute température. Il est important de tenir compte des propriétés physiques de détonations et aussi sécuritaires de l'explosif car la performance de l'explosif va impacter la fragmentation.

L'explosif utilisé à la mine de Houndé est le RIOFLEX GX 7000, c'est un explosif de densité finale comprise entre 1.18 et 1.20 g/cm³ avec une excellente résistance à l'eau. Il est composé de 70 % de matrice RIOFLEX et de 30 % d'ANFO.

Il s'agit d'un produit à énergie plus élevée par rapport à ceux à base d'émulsion en raison de sa faible teneur en eau. Sa vitesse de détonation est comprise dans l'intervalle de 2600 m/s à 7200 m/s en fonction du diamètre, du confinement et de la densité du produit dans le trou.

5.1. Contrôle qualité des opérations de forages et dynamitages

5.1.1 Contrôle qualité des paramètres du design

Le design d'une volée qu'on désire dynamiter doit tenir compte des paramètres fixés (espacement, banquette), du type de maille (carré, quinconce, rectangulaire) ainsi que des conditions sur le terrain. La qualité du design réalisé va également impacter les résultats de fragmentations après tirs. Un ensemble de règles empiriques permettent de faire une appréciation des paramètres choisis.

Tableau I : Tableau récapitulatif des paramètres avec leur règle empirique

Paramètres	Règles empiriques
Diamètre (D)	$\leq 15 \times \text{Hauteur de banc en mètre}$
Hauteur du banc (Hb) en m	$Hb \geq D / 15$
Banquette (B)	$B = (25 \text{ à } 40) \times \text{Diamètre}$
Espacement (E)	$E = 1.15 \times B$
Sur foration (S)	$S = B / 3 \text{ ou } (8 \text{ to } 12) \times D$

Source : Dyno nobel 2010, page 3

À chaque paramètre ci-dessus correspond une règle empirique.

Les paramètres choisis donnent également un aperçu sur le niveau de fragmentation auquel l'on peut s'attendre à travers des indicateurs ci-dessous :

- ❖ **Ratio Hauteur de Banc / Banquette** : ce ratio permet d'apprécier le niveau de fragmentation. Il doit être compris entre **2** et **4** pour une meilleure fragmentation. Un ratio supérieur à **4** n'apporte pas d'améliorations significatives en termes d'économie ou de performance. À la mine de Houndé, il est de 2.4.
- ❖ **Ratio Espacement / Banquette** : C'est un ratio qui permet d'apprécier le niveau de distribution de l'énergie du design. Ce ratio doit être compris entre **0.7** et **1.5** pour s'attendre à une bonne fragmentation. À la mine de Houndé, il est de 1.12.
- ❖ **La Consommation spécifique**

Il s'agit de la quantité d'explosif nécessaire pour abattre un mètre cube de matériau.

C'est un paramètre important qui varie en fonction de la roche. À la mine de Houndé, il est de 1.18.

Tableau II : Tableau synthétique de la charge spécifique en fonction de la roche

Hard	0.7 - 0.8
Medium	0.4 - 0.5
Soft	0.25 - 0.35
Very soft	0.15- 0.25

5.1.2 Contrôle qualité des opérations de forages

Les activités avant dynamitage vont du design jusqu'à la connexion des trous sur la volée. À chaque étape, correspond un résultat escompté qui aura plus tard un impact sur la qualité du tir.

5.1.2.1 Implantation des trous

Après le design de la volée viens l'étape de l'implantation des trous à forer par l'équipe de topographie. Cette implantation se fait à l'aide d'appareils tels que des récepteurs GNSS de type Leica, de flagelles et de spray en couleur. Chaque trou a un positionnement qui a des coordonnées bien précises. La profondeur donnée par le design doit être respectée pour la réussite du tir. La disposition des trous peut se faire selon trois configurations : en quinconce, en carré ou en rectangle. Sur le site, l'implantation en quinconce est la configuration qui se pratique à la fosse Vindaloo. Sur chaque flagelle est marqué le numéro du trou, ainsi que la profondeur à forer.

5.1.2.2 Contrôle qualité de l'implantation

Juste après l'implantation des trous, un contrôle est requis afin de vérifier que les trous implantés respectent la configuration du design ou ne s'en éloignent pas au-delà de la marge qui est de **20 cm**.

Pour réaliser ce contrôle, un levé des points implantés doit être fait et comparé au design pour vérifier les irrégularités et faire des corrections avant de passer au forage.

5.1.2.3 Contrôle qualité du forage (QA/QC)

Le contrôle qualité de la foration permet de vérifier la profondeur des trous forés en conformité avec le plan de forage avant de procéder au chargement. Il consiste à mesurer, à ajuster et à marquer les trous à reforer qui doivent être corrigés. L'ajustement survient lorsque la profondeur forée est plus grande que la profondeur théorique demandée. Il se fait à l'aide de gravier afin de pouvoir atteindre la profondeur théorique. Par contre, lorsque la mesure n'atteint pas la profondeur requise, le trou est immédiatement marqué comme un trou à reforer. Les mesures se font à l'aide d'un décamètre.

Trois situations peuvent se présenter :

- ❖ Le trou est moins foré (1) : nous sommes en présence d'un trou dont la profondeur n'a pas été atteinte, c'est donc un trou à reforer. Les raisons sont multiples. Elles peuvent provenir de l'instabilité du terrain qui occasionne des chutes de pierres et peuvent obstruer le trou ou de la saturation en eau du terrain qui peut rendre la foration quasi impossible.
- ❖ Le trou est foré au-delà (2) : le trou est foré au-delà de la profondeur demandée. Dans ce cas, le contrôleur procède à l'ajustement avec du gravier afin d'atteindre la profondeur demandée.
- ❖ Le trou est à la bonne hauteur (3) : rien à signaler, le trou est prêt pour le chargement.

Une autre forme de contrôle qualité est de procéder à la vérification du diamètre de forage utilisé pour s'assurer que le diamètre prévu est celui qui a été utilisé, cette vérification n'est malheureusement pas réalisée.

Après la foration des trous, l'équipe topographique se rend sur le terrain afin de s'assurer que les points implantés ont vraiment été forés selon les coordonnées. Pour ce faire, elle fait un levé topographique des points forés qui est mis en opposition avec la carte d'implantation afin de vérifier la position finale de chaque point et faire ressortir les écarts. Ce travail ne sera vrai que si la comparaison entre le design et l'implantation a été faite au préalable. Il peut arriver que certains points soient déplacés par l'équipe de forage à cause d'une difficulté liée au terrain. Il existe une marge de tolérance qui est de **20 cm** au-delà de laquelle on peut avoir des répercussions sur la réussite du tir.

Il y a également des points qui ne sont pas forés, car se trouvant dans une zone où les conditions requises pour une bonne foration ne sont pas réunies.

Une analyse préliminaire de la situation après foration devrait être faite afin de mettre en place des mesures correctives dans la mesure du possible avant le chargement à l'explosif des trous.

5.1.3 Contrôle qualité des opérations de chargement à l'explosif

5.1.3.1 Chargement des trous

Le chargement des trous forés intervient après le contrôle des profondeurs desdits trous.

Pour un trou, il faudrait mettre la quantité théorique estimée ou au moins respecter la marge pour une bonne réalisation du tir. On classe les tirs de mine comme suit :

▪ Tir de masse ou de production

Pour le tir de masse, les quantités théoriques des trous sont listées sur une fiche faite en deux exemplaires : une, détenue par le contrôleur du chargement et l'autre par le responsable du chargement. Le chargement se fait en plusieurs étapes :

- 1ère étape : les boosters et les détonateurs DDX sont déposés auprès de chaque trou, On procède à l'assemblage des deux qui constitue la chaîne pyrotechnique : c'est l'amorçage. Chaque amorce est ainsi descendue délicatement au fond des trous ;
- 2ème étape : sur le trou à charger, le responsable du chargement communique la quantité à pomper à l'opérateur du camion.

Pour un trou dont la profondeur a changé, il faudrait recalculer la quantité d'explosifs correspondante.

Remarque : lors du pompage, le mineur tenant le DDX remonte l'amorce en le tirant d'environ 1 m. Ceci pour permettre une grande surface de contact entre l'amorce et le produit (émulsion) évitant qu'elle ne soit emprisonnée dans la boue au fond du trou en cas de présence d'eau.

▪ Tir de pré-découpage

Le pré-découpage est le tir qui consiste à cisailer les parois rocheuses définissant les limites et les contours du pit. La réussite de ce type de tir est importante pour la suite des travaux. S'il est mal réalisé, les contours et la stabilité de la fosse peuvent être réduits et compromettre l'avenir de la mine. Les produits utilisés sont le splitex ou le riosplit initiés avec un cordeau détonant. Au pré-découpage, les trous sont rapprochés (1 m de distance) permettant à l'énergie explosive de rentrer en action. Chacun des trous est amorcé à l'aide d'un cordeau détonant dans les règles de l'art. Les extrémités des cordons issues des trous, dites cordons dérivés sont ensuite attachés perpendiculairement au cordeau principal. Sur le site en question, il est utilisé un cordeau à 6 g/m noué à un collier de cartouches d'explosif, qui est parcouru tout le long par un autre cordeau détonant interne. La cartouche de pied est doublée ou triplée selon le résultat escompté.

5.1.3.2 Contrôle qualité du chargement

Cette étape est souvent lésée, pourtant très importante. Il s'agit de vérifier la hauteur du collet et aussi que les mineurs laissent un temps de latence entre le chargement des trous et le bourrage afin de permettre à l'émulsion de se gélifier convenablement.

5.1.3.3 Bourrage

Le bourrage est l'opération qui consiste à renverser du concassé net de gravier dans chaque trou jusqu'à le remplir totalement sur la hauteur définie. Le bourrage permet de confiner l'explosif dans le trou.

Un mauvais bourrage se présente en plusieurs cas de figures :

- Le bourrage n'est pas à la hauteur requise : qu'il soit moindre ou pas de la norme, de gros blocs peuvent apparaître après le tir. Pour les trous dont la profondeur n'a pas été atteinte ou dépassée, lorsque la quantité d'explosifs n'est pas recalculée on diminue dans un cas et on augmente dans un autre cas la hauteur de bourrage.
- Le matériel de bourrage n'est pas approprié : les trous peuvent souffler ou faire canon. En lieu et place d'utiliser le gravier requis pour le bourrage, les mineurs utilisent souvent les débris du forage. Ainsi toute l'énergie s'échappe sans réellement foudroyer le massif créant de nombreux projectiles lors du tir. Le trou qui fait canon reste pratiquement intacte après tir comme si le trou s'est vidé tout simplement, dégageant une détonation assourdissante. Pour le trou qui souffle, l'énergie arrache la partie supérieure du trou.

5.1.3.4 Connexion

C'est le plan séquentiel qui définit la connexion des trous du tir de mine. La réussite du tir ne dépendra exclusivement que d'un plan de connexion approprié et tenant compte des contraintes du terrain. De façon générale, ce plan précise les temps d'initiation entre les trous et aussi des lignes qui sont soigneusement manipulées par le mineur afin d'atteindre les objectifs. Plusieurs types de connexion existent. Ils dépendent de la forme du bloc à tirer, la présence de faces libres et le déplacement du matériau afin de réduire les dilutions de minerais.

Le plan de connexion ne devra pas impacter le mur.

Les différents types de connexion sont :

- La connexion en V ;
- La connexion en échelon ;
- La connexion en zigzag ;
- La connexion en sapin.

5.2. Caractérisation du massif rocheux

Les caractéristiques du massif rocheux sont des paramètres très importants et non-modifiables auxquels on doit adapter notre explosif et nos paramètres géométriques. Ils doivent être pris en compte dans le choix des paramètres.

Les propriétés physiques et mécaniques qui affectent le dynamitage sont entre autres :

O **La résistance à la compression** : C'est le ratio de la charge compressible statique requise pour entraîner la rupture. Il nous permet de savoir la quantité d'énergie nécessaire pour obtenir des fragments suffisamment petits qui passent au niveau du concasseur.

On classe les roches en fonction de leur résistance à la compression comme suit :

UCS>200MPa	• Roche très résistante
60Mpa<UCS<200Mpa	• Roche Résistante
20Mpa<UCS<60MPa	• Roche Moyenne résistante
UCS<20Mpa	• Roche Faible

Figure 8 : Classification des roches en fonction de leur résistance en compression

O **Le Module de Young** : Il caractérise l'élasticité de la roche, c'est la déformation que la roche peut supporter avant la rupture. Le module de Young permet de savoir jusqu'à quel niveau, la roche retient l'énergie ;

O **La porosité et la densité** : La porosité représente la proportion de vide dans notre matériau. Plus le massif est poreux, plus il peut emmagasiner de l'eau. Aussi plus la densité est élevée, moins on a de vide dans la roche ;

O **La dureté** : C'est la résistance mécanique d'un matériau à la pénétration mécanique d'un autre corps. Plus le matériau est dur, plus on a besoin d'énergie pour le fragmenter ;

O **Les discontinuités du massif** : En géologie, une discontinuité désigne une séparation entre différentes couches (joints, failles et fractures). L'espacement, l'orientation et l'étendu des discontinuités impactent le résultat du dynamitage.

CHAPITRE II : MATÉRIEL ET MÉTHODES

I. MATÉRIEL

Pour parvenir à la réalisation de notre présente étude, un certain nombre de matériel a été utilisé pour la collecte des données. Également, du matériel documentaire ainsi que les outils de traitement de données ont été utilisés pour les analyses.

1. Matériel de sécurité

Ces équipements de protections permettent de prévenir les accidents divers auxquels sont exposés les travailleurs. Ce sont :

- ✓ un casque et des gants pour la protection de la tête et des mains ;
- ✓ des chaussures de sécurité pour la protection des pieds ;
- ✓ une chemise à bandes fluorescentes pour permettre d'être visible à tout temps et en tout lieu;
- ✓ des lunettes noires de journée pour protéger les yeux contre les rayons solaires ;
- ✓ des bouchons d'oreilles pour éviter les dommages dus aux bruits assourdissants ;
- ✓ des cache-nez pour se protéger contre l'inhalation de la poussière.



Figure 9 : Équipements de Protection Individuelle

2. Matériel de collecte de données

Le matériel de collecte de données est composé de :

- Un appareil photo et deux échelles pour les prises d'échantillons de photographie du tas abattu en vue de l'analyse granulométrique ;



Figure 10 : Matériel de collecte d'images

- Des fiches de contrôles Qualité Assurance/Qualité Contrôle de la foration et du chargement des trous pour s'assurer du respect des paramètres ;

MINE D'OR DE HOUNDE					
MINAGE - CONTROLE QUALITE PROFONDEURS					
Tir houn2_171-165_102			Date du tir 9/21/2024		
N° trou	Profondeur théorique	Profondeur non corrigée	Profondeur corrigée	Action Corrective: OK : A - B	Commentaires
8	6.4				
9	6.3				
10	6.4				
11	6.5				
12	6.4				
13	6.2				
17	6.8				
18	6.3				
19	6.6				
23	6.7				
24	6.4				
25	6.3				
26	6.3				
27	6.3				
28	6.3				
29	6.3				
30	6.4				
31	6.3				
32	6.3				
33	6.3				
34	6.3				
35	6.5				
36	6.4				
37	6.4				
38	6.4				
39	6.7				
40	6.6				
41	6.3				
42	6.1				
43	6.1				
44	6.2				
45	6.4				

Figure 11 : Fiche de contrôle qualité de la foration

- Un chronomètre, utilisé pour la prise de temps de remplissage du godet pour l'évaluation de l'impact du produit de dynamitage sur la productivité des pelles.

3. Documentation

Ce matériel concernait l'ensemble des rapports de dynamitage et de productivité des pelles réalisées antérieurement sur la zone d'étude ainsi que des rapports d'activités et des livres en rapport avec notre thème d'étude.

4. Matériel Informatique (matériel d'analyse)

Pour l'analyse technique, nous avons utilisé entre autres :

- **Le logiciel Wipfrag** : Wipfrag est un logiciel spécialisé dans l'analyse de la fragmentation des roches à partir d'images, souvent utilisé dans les domaines miniers, de la construction et des carrières. Son objectif principal est de fournir des informations chiffrées sur la taille des fragments des tirs. Il a été utilisé pour l'analyse de la fragmentation via la photographie ;

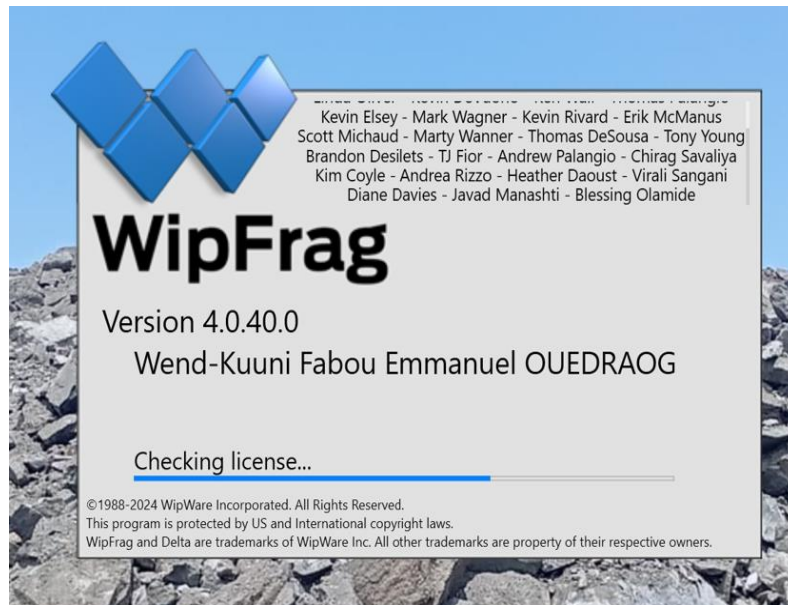


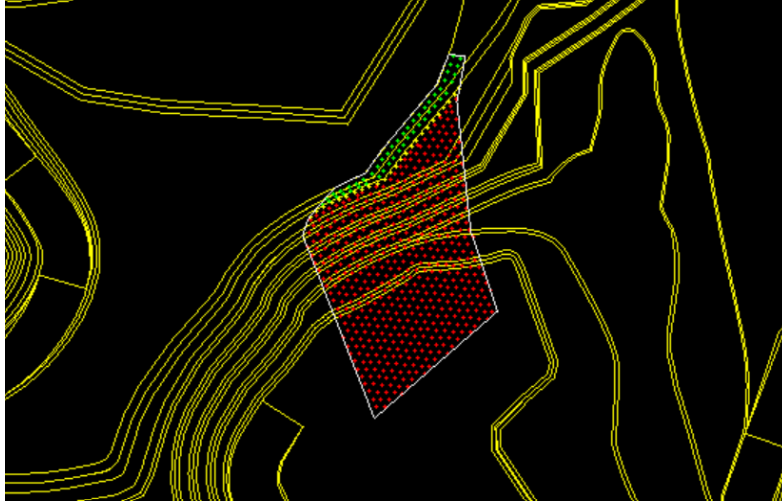
Figure 12 : Logo du logiciel wipfrag

- **Microsoft Excel** : Microsoft Excel est un logiciel de tableur puissant et polyvalent, utilisé dans de nombreux domaines, notamment la gestion de données, les calculs, l'analyse statistique. Il a été utilisé pour le traitement des données collectées sur le terrain ;



Figure 13 : Logo du logiciel excel

- Le logiciel **Geovia Surpac** : **Surpac** est un logiciel de modélisation géologique et d'ingénierie minière développé par GEOVIA, largement utilisé dans l'industrie minière. Il offre des outils pour la conception, la planification et l'optimisation des opérations minières, il a été utilisé pour la conception des patrons de tir.



II. MÉTHODES

Pour mener à bien notre travail et mettre en évidence des axes d'amélioration, nous avons adopté une méthodologie en quatre étapes. Elle comprend, d'abord une recherche documentaire, ensuite la collecte et l'analyse des données de fragmentation et d'excavation et enfin l'interprétation des résultats.

1. Recherche documentaire

La première étape a consisté à acquérir une compréhension approfondie de la fragmentation des tirs. Pour ce faire, nous avons d'abord consulté le cours d'exploitation minière à notre portée, ensuite des documents sur la conception et la réalisation de plan de tirs (manuel du minage, EPC France ; guide du dynamitage, Dyno Nobel). Enfin, avons également consultés des articles sur la fragmentation des tirs sur google scholar et des rapports académiques. Par la suite nous avons accordé une attention particulière à la documentation technique sur les logiciels (excel, surpac et wipfrag).

2. Collecte des données

La collecte des données s'est faite dans un premier temps dans la fosse de vindaloo main. Pour chacun des tirs étudiés, nous avons pris des photos des tas abattus avec deux échelles d'un mètre chacun de la passe supérieure à la dernière passe. Nous avons également collecté pour chacun de ces tirs les informations liés à l'excavation et au chargement à savoir la densité de l'explosif

pompée, le temps de chargement d'un camion ainsi que le temps et le taux de remplissage du godet.

En effet, la qualité de la fragmentation se juge aussi à la performance des pelles qui se chargeront du ramassage. Depuis la passe supérieure jusqu'à la dernière passe, une analyse de la performance de la pelle est faite (dig rate) afin d'avoir une idée du remplissage du godet et de la productivité. Si la fragmentation est réellement bonne, l'excavation sera aisée. Dans le cas contraire, cette dernière sera difficile, prendra plus de temps et retardera la production. Ainsi, pour chaque godet mis dans un tombereau, le temps (s) ainsi que le taux de remplissage du godet (%) sont enregistrés sur une fiche de renseignement. La prise de temps débute dès l'instant où le godet de l'excavatrice entre en contact avec le matériau et prend fin, au moment où il est levé. Le pourcentage de remplissage du godet est soumis à notre perception.

Dans un second temps, nous avons collectés les données des paramètres géométriques de tirs, de quantités d'explosifs, de propriétés géologiques de la fosse, de positionnement des points implantés et forés et de séquences vidéo des tirs dans la base de données du service forage et dynamitage. Pour terminer, nous avons collecté les informations liées à l'activité du marteau piqueur.

En effet, un tir ne peut être jugé bon que si la fragmentation répond aux normes fixées et respecte l'ouverture du concasseur primaire. Contrôler les activités du marteau-piqueur après un tir permet de juger de la qualité de la fragmentation obtenu.

3. Analyse des données collectées

Les données recueillis ont été exploitées à l'aide des logiciels. Nous avons utilisé le logiciel excel pour réaliser les histogrammes et les tableaux présent dans la partie résultat, nous avons calculé la productivité instantanée des excavatrices à partir de la formule :

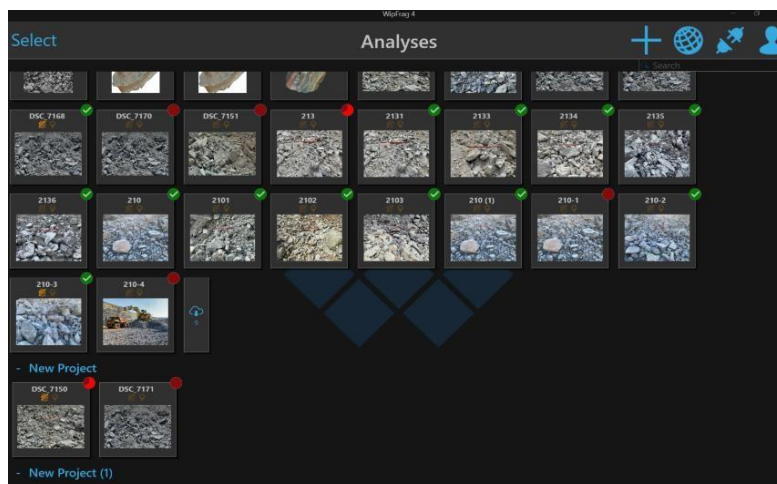
$$P_i = \frac{T}{tc}$$

Équation 1 : Calcul de la productivité instantanée

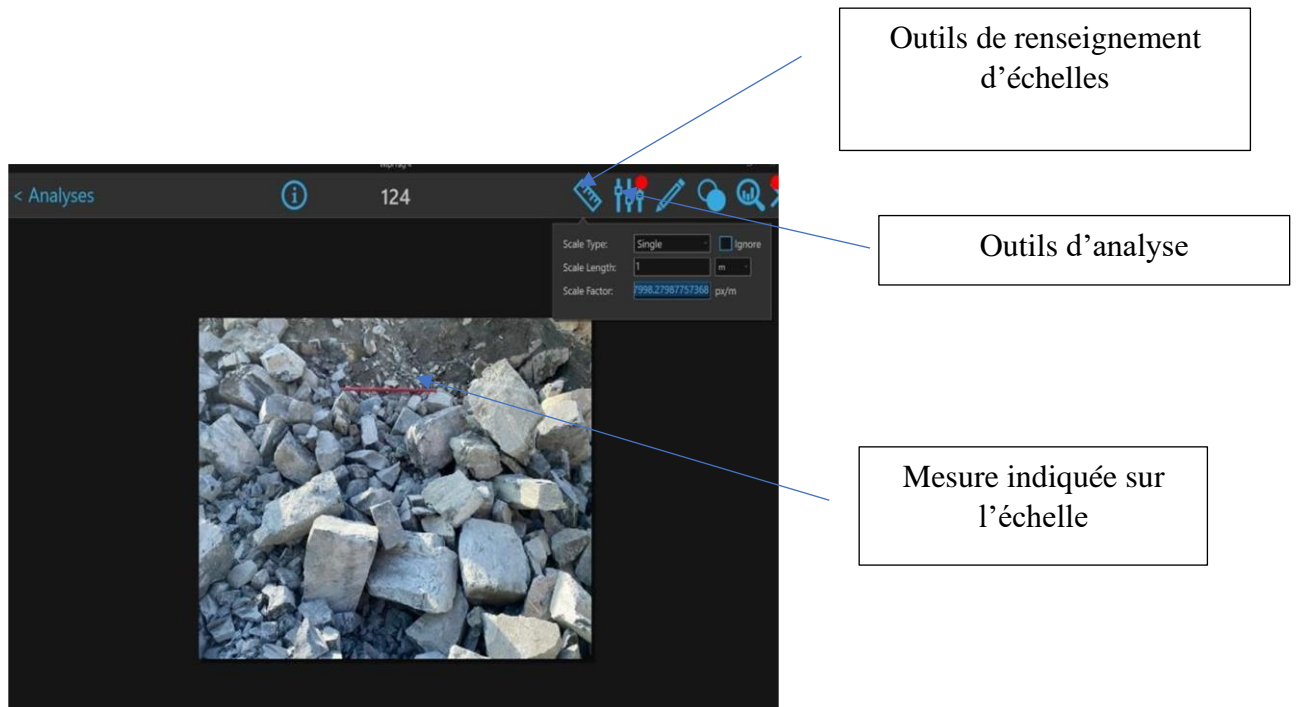
Pi : Productivité instantanée (en tonnes/h) ; T : Tonnage chargé dans le camion (en tonnes) et tc : Temps de chargement du camion (convertit en heures).

Nous avons utilisé le logiciel wipfrag pour analyser les images des tas abattus. Pour ce faire, il faut :

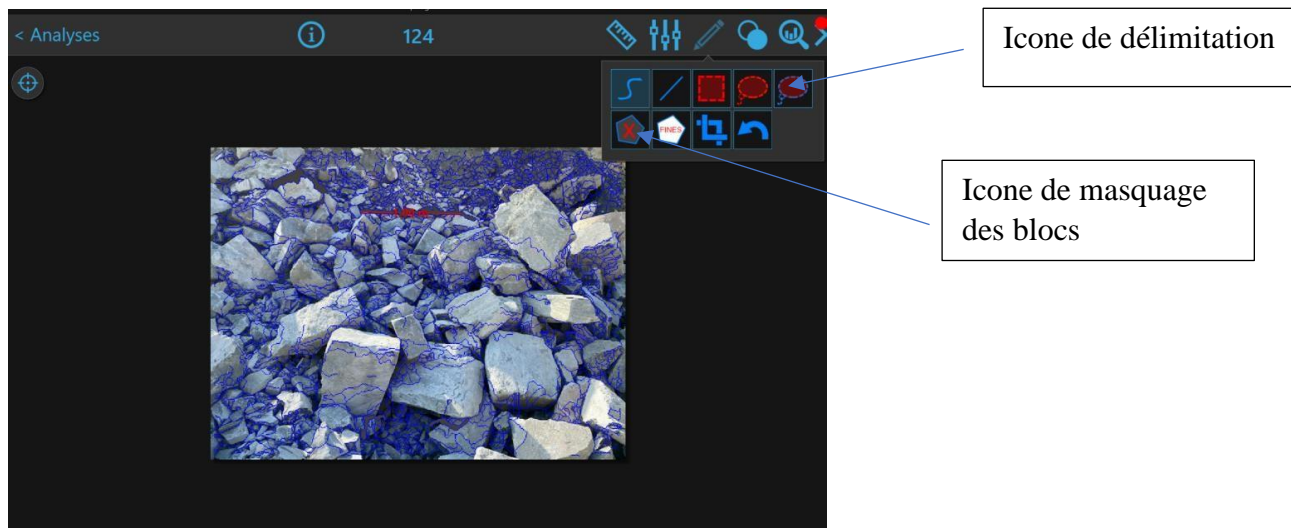
- Démarrer le logiciel, il se présente comme suit avec l'historique des photos que l'on a eu à analyser.



- Renseigner la longueur de l'échelle utilisé et lancer l'analyse avec l'outil d'analyse.



- L'apparition et le réajustement des contours de bloc : ce sont des étapes clés dans le processus d'analyse pour garantir la précision des résultats. Voici un aperçu détaillé du processus



- La présentation des résultats de l'analyse : La courbe de distribution granulométrique se crée et donne des informations sur la granulométrie du tas abattu.

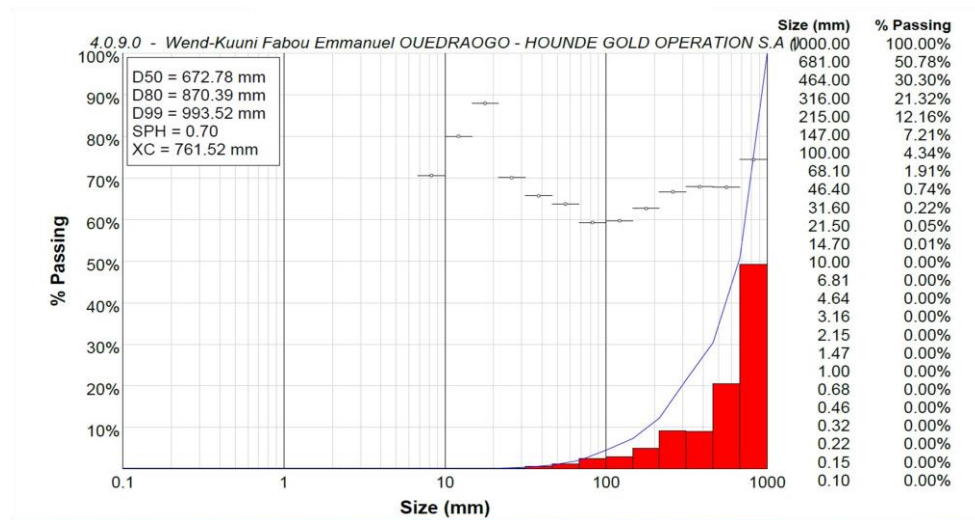


Figure 14 : Courbe de distribution granulométrique

4. Interprétation des résultats

Nous avons dans cette étape, tiré des conclusions exploitables en deux étapes : les résultats que nous avons obtenus ont été comparés aux valeurs seuils pour identifier les causes de la qualité insuffisante de la fragmentation. Le P80 des fragments obtenus par passe sur wipfrag ont été comparés au standard de la mine. Si une proportion significative de fragments dépasse la taille seuille fixée, cela indique une insuffisance de la qualité de la fragmentation. Dans le minéral, le P80 attendu est de 350 mm et de 400 mm dans le stérile. Les écarts entre les résultats réels et les objectifs ont été identifiés et liés à leur impact sur la fragmentation des tirs. La seconde étape a consisté à étudier les facteurs responsables de l'apparition des causes de la mauvaise fragmentation afin de proposer des mesures correctives adéquates. Pour se faire, le diagramme d'Ishikawa a été utilisé.

Le diagramme d'Ishikawa est un outil qui permet d'identifier les facteurs possibles de l'apparition d'un effet constaté et donc de déterminer les moyens pour y remédier. Cet outil se présente sous la forme d'une arête de poisson classant les catégories de causes inventoriées selon la loi des 5M, comme suit :

- Matière : M1 : Causes ayant pour origine le bloc à dynamiter ;
- main-d'œuvre : M2 : Problème de compétence, d'organisation, de management ;
- matériel : M3 : Causes relatives aux machines, aux équipements et moyens concernés ;
- méthode : M4 : Procédures ou modes opératoires utilisés ;

- milieu : M5 : Environnement physique, conditions de travail dans les fosses

Après le tracé du diagramme, on recherche parmi les facteurs possibles exposées, les causes réelles du problème identifié. Ce sera notamment la cause la plus probable qu'il restera à corriger.

La figure conçue ci-dessous représente le tracé du diagramme d'Ishikawa.

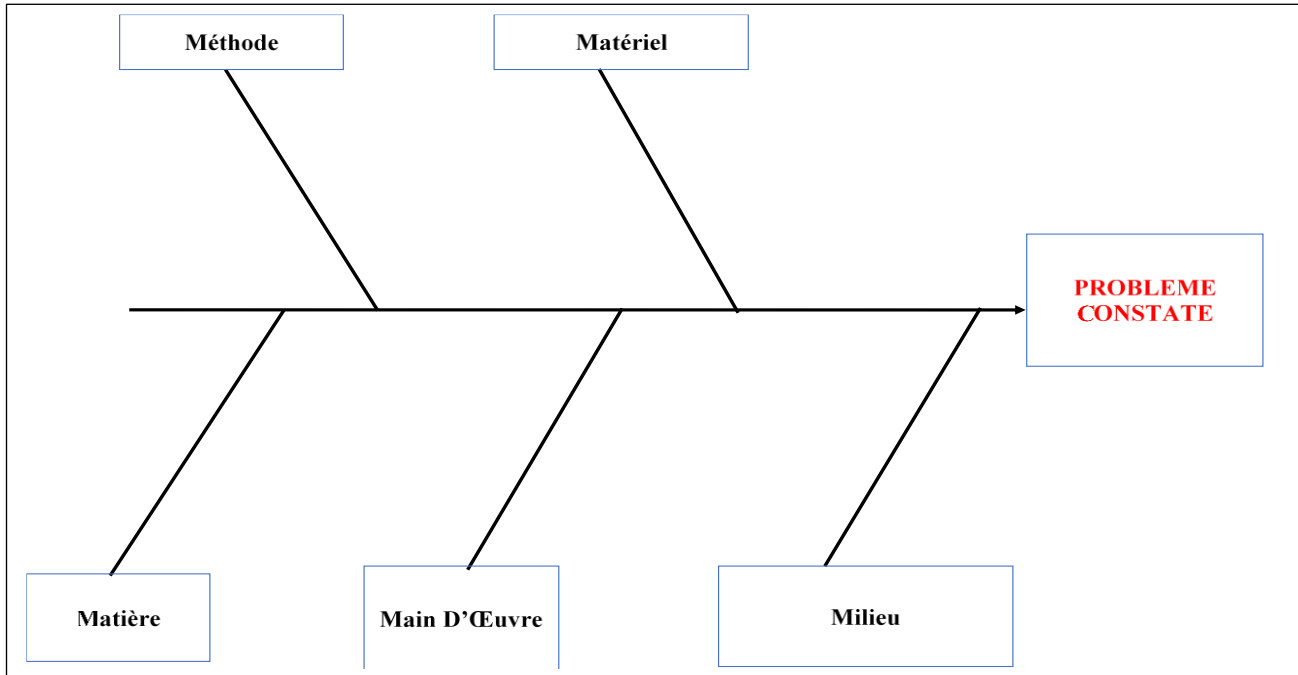


Figure 15 : structure du diagramme d'Ishikawa

CHAPITRE III : RÉSULTATS, INTERPRETATIONS ET RECOMMANDATIONS

I. RÉSULTATS ET ANALYSES

1. État des lieux de la qualité des tirs

1.1 Analyse visuelle du dynamitage

Durant le tir, les séquences vidéo démontrent fréquemment une fuite d'énergie et d'éjections du massif rocheux.

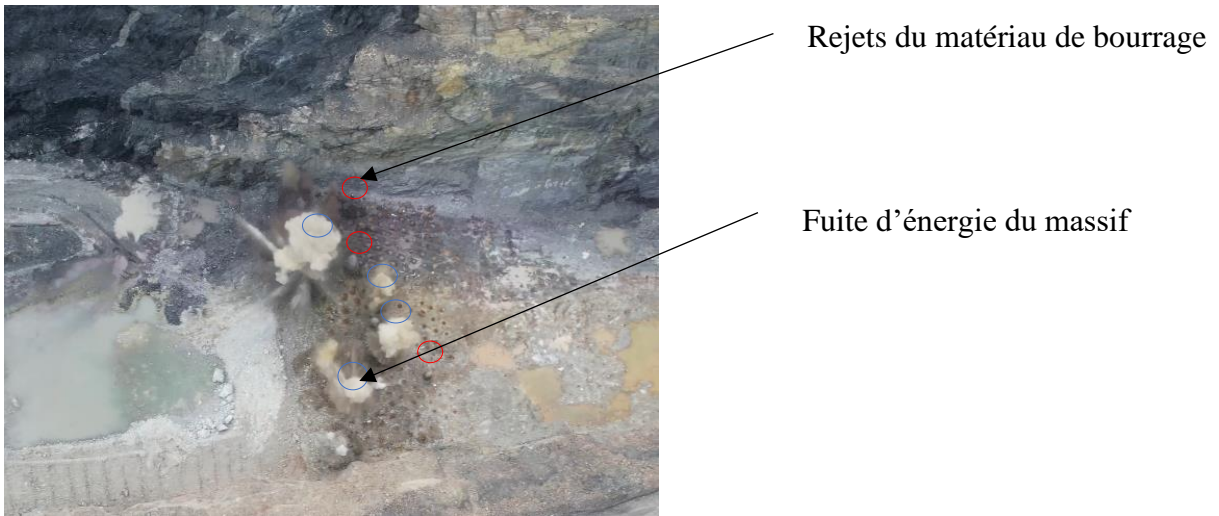


Figure 16 : Pertes d'énergie et éjections lors d'un dynamitage



Figure 17 : Niveau de fumée et de gaz dégagé

Le tableau ci-dessous présente les données recueillis après l'observation de neufs tirs.

Tableau III : Récapitulatif de l'analyse des observations de dynamitages

Nombre de volées	Trous visibles libérant l'énergie	Fumée & gaz dégagés	Projection de fragments de Roches	Trous visibles rejetant du Matériau de Bourrage	Qualité de tirs
Tir 1	14%	Élevé	Modéré	5%	Acceptable
Tir 2	3%	Élevé	Modéré	2%	bon
Tir 3	9%	Très Élevé	Très Élevé	3%	Mauvais
Tir 4	6%	Élevé	Élevé	2%	Acceptable
Tir 5	7%	Très Elevé	Élevé	1%	Acceptable
Tir 6	11%	Élevé	Élevé	2%	Acceptable
Tir 7	15%	Élevé	Modéré	7%	Acceptable
Tir 8	9%	Élevé	Élevé	1%	Acceptable
Tir 9	10%	Élevé	Modéré	3%	Acceptable

Les tirs dans la fosse de vindaloo Main, présentent une fuite considérable d'énergie, un niveau considérable d'éjections de matériau de bourrage et également un niveau important de fumée et de gaz dégagée. En effet, un bon tir se caractérise par un bon confinement de l'énergie dans la roche, une absence d'éjections de matériau de bourrage (inférieur à 2%), un faible niveau d'énergie libérée (inférieur à 5%) et un niveau modéré de projection de roches (dans un rayon de 50m). Nous pouvons constater à partir du Tableau III que la qualité de tir est généralement acceptable.

1.2 Fragmentation des tirs

Pour garantir une bonne productivité des engins de production lors de l'excavation dans le stérile, un objectif de 400 mm du P80 a été fixé. La figure ci-dessous présente le P80 de tirs dans le stérile.

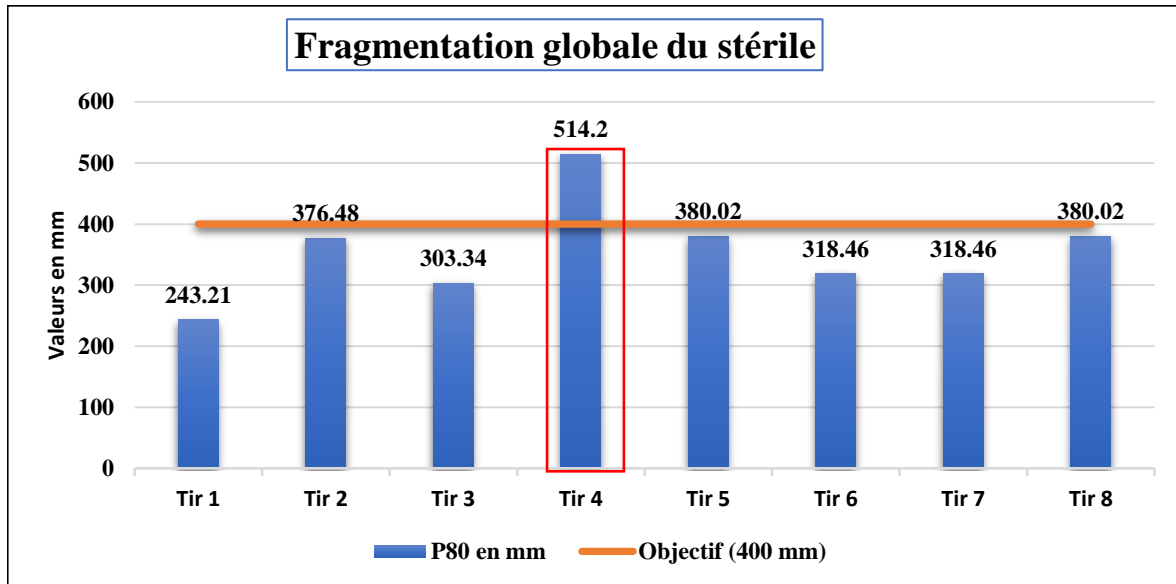


Figure 18 : État de fragmentation globale du stérile

Nous avons les résultats de fragmentation de 80% qui sont en moyenne de 360 mm avec un coefficient d'uniformité moyen de 1.9. Un seul tir à son P80 (514.2 mm) est en deçà des attentes. La fragmentation dans le stérile correspond aux standards de la mine.

Le graphe ci-dessous présente les résultats de fragmentation de 80% de passant dans le minerai pour la passe supérieure après analyse sur Wipfrag.

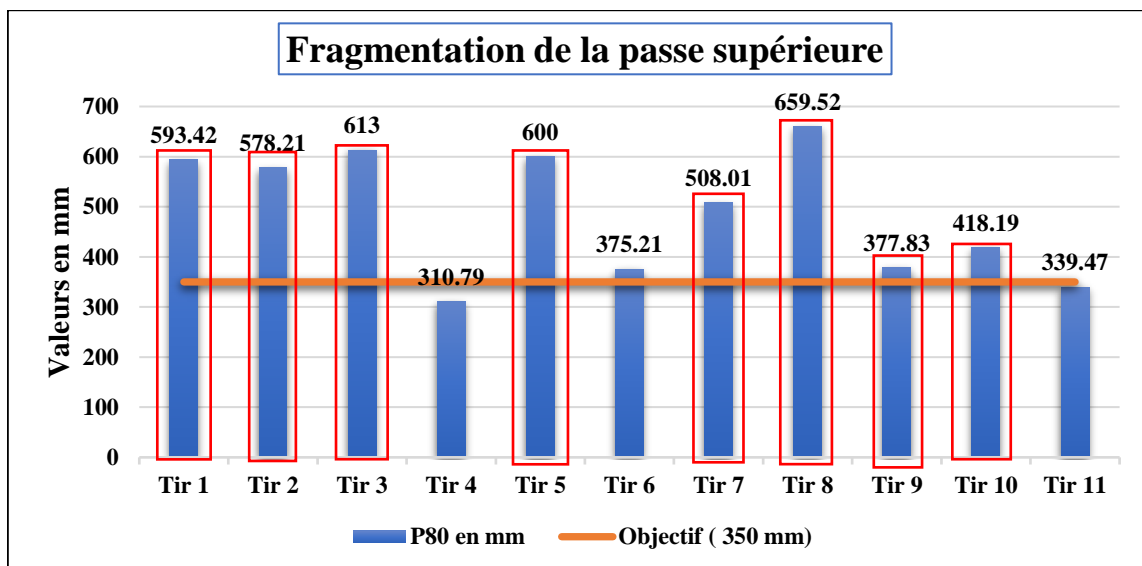


Figure 19 : État de fragmentation de la passe supérieure

L'entrée du concasseur de la mine d'or est un tamis de 20 carrés de 800 mm de dimension chacune. Pour garantir un passage du minerai dans le concasseur, un objectif de fragmentation de 350 mm a été fixé.

On constate que la fragmentation au niveau de la passe supérieure est largement au-dessus de la taille recherchée. Seulement deux tirs sur les onze présentés ont des P80 satisfaisants.

La figure 1 présente les P80 de la passe intermédiaire de sept tirs.

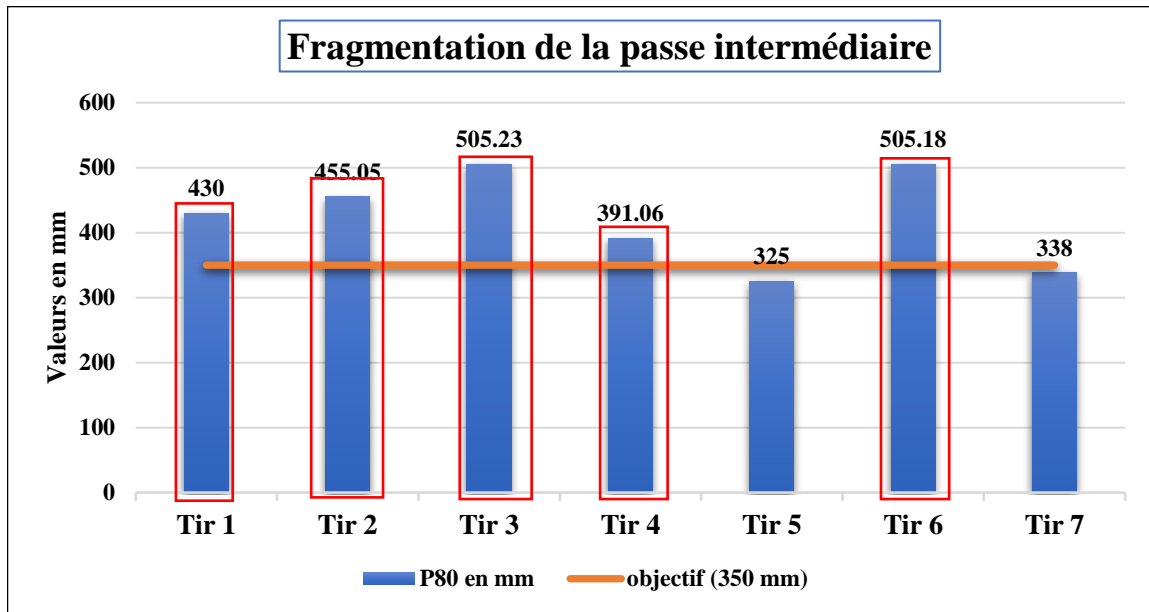
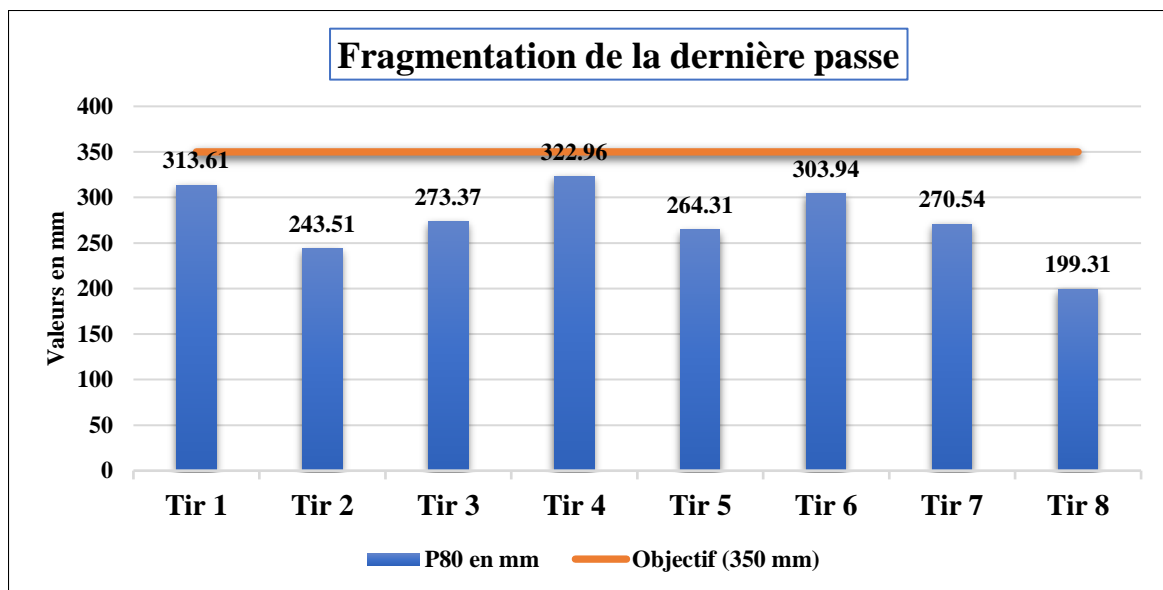


Figure 20 : État de fragmentation de la passe intermédiaire

On constate également que la fragmentation au niveau de la passe intermédiaire est en majorité au-dessus de la taille recherchée. Seulement deux tirs sur les sept présentés ont des P80 satisfaisant.

La figure 20 présente les P80 de la dernière passe de huit tirs.



Les résultats de fragmentation obtenu par niveau de 3m en plus de la passe supérieure jusqu'à la dernière montrent que la fragmentation au niveau de la passe supérieure et de la passe

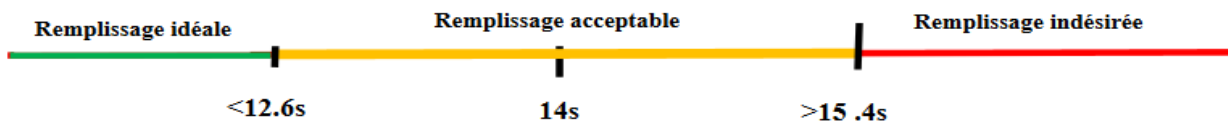
intermédiaire n'est pas bonne du point de vue du concasseur de la mine car la taille moyenne des blocs est supérieure à celle planifiée (350mm).

En effet, Seulement 13% des P80 au niveau de la passe supérieure et 36% au niveau de l'intermédiaire ont la taille recherchée. Le P80 moyen au niveau de la passe supérieure est de 488 mm avec un coefficient d'uniformité moyen de 1.87 et 421 mm pour la passe intermédiaire avec 1.86 comme coefficient d'uniformité moyen.

Nous constatons que 100% des P80 au niveau de la dernière passe ont une taille inférieure à 350 mm qui est la taille recherchée avec un coefficient d'uniformité moyen de 1.71.

1.3 Performance des pelles

Le meilleur moyen d'évaluer la fragmentation après un tir est de réaliser un dig rate des pelles. Il s'agit d'évaluer à vue d'œil le taux de remplissage du godet en pourcentage ainsi que le temps de remplissage d'un godet en seconde. Lorsque la fragmentation est bonne, la pelle doit mettre en moyenne 14 s pour charger son godet.



La mine de Houndé dispose de 6 pelles. Nous avons relevé les informations des 2 pelles qui opèrent dans la fosse Vindaloo Main. Les caractéristiques de ces pelles seront présentées ci-dessous :

Tableau IV : Tableau récapitulatif des caractéristiques des pelles utilisées à VIM

Nom de la pelle	PC 2000	PC 1250
Capacité du Godet	11 m ³	6.3 m ³
Temps de remplissage accepté	Inférieur à 15.4s	Inférieur à 15.4s

❖ EXCAVATRICE PC 2000

La figure ci-dessous (figure 21) représente la répartition du temps de remplissage du godet par passe :

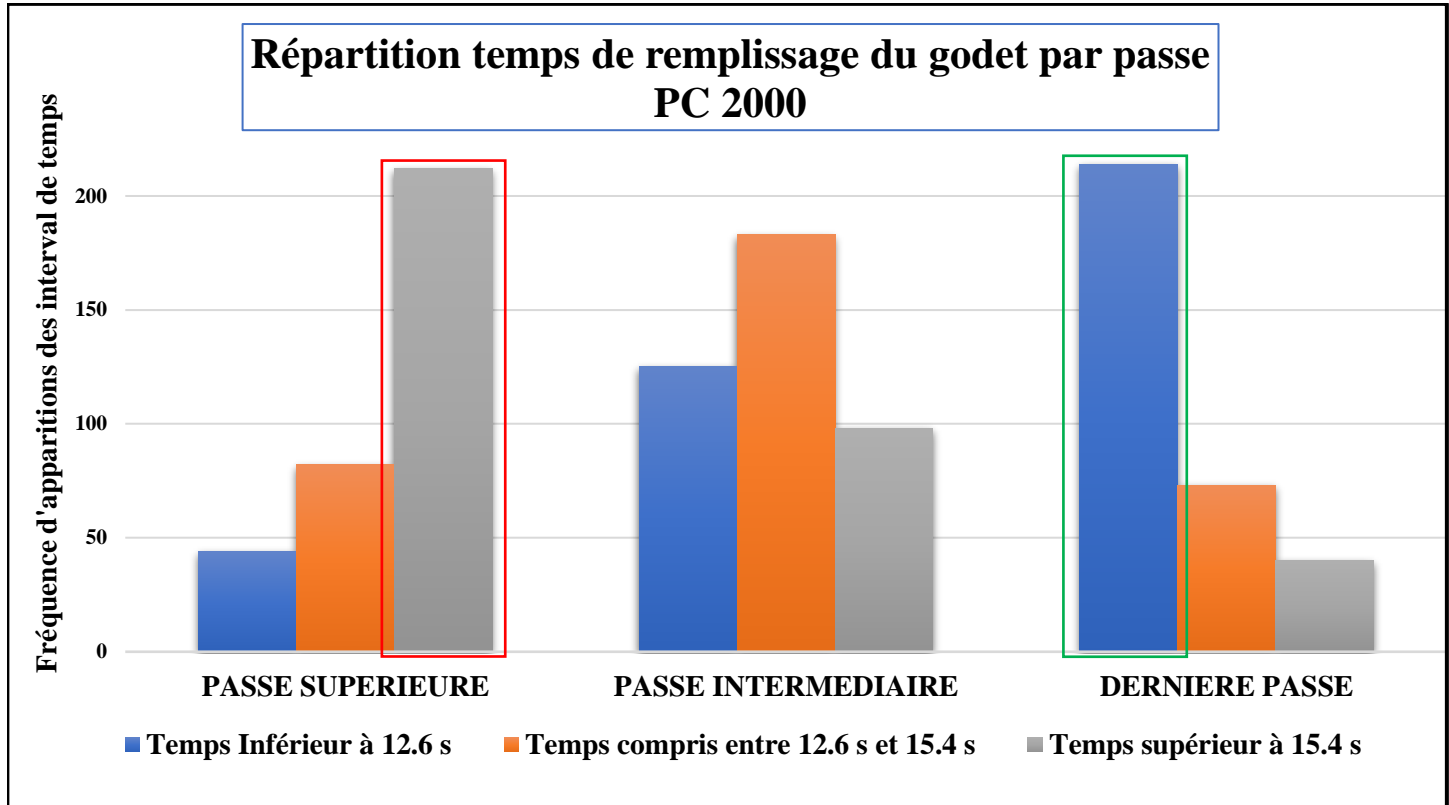


Figure 22 : Répartition temps de remplissage du godet par passe pour la PC 2000

Les données recueillis permettent de faire également une répartition du temps de remplissage du godet par passe.

Pour l'excavatrice PC 2000, on constate que pour la passe supérieure, le temps supérieur à 15.4 s est le temps majoritaire de remplissage du godet, il représente 63 % du temps de remplissage collecté. Aussi, pour la passe intermédiaire, on constate que le temps majoritaire est compris entre 12.6 s et 15.4 s, il représente 45% du temps de remplissage total sur la passe intermédiaire. Sur la dernière passe, le temps inférieur à 12.6 s est majoritaire, ce temps représente 65%.

Le tableau ci-dessous représente le temps de remplissage du godet en pourcentage pour la PC 2000.

Tableau V : Tableau récapitulatif du temps de remplissage du godet par passe pour la PC 2000

	PASSE SUPERIEURE	PASSE INTERMEDIAIRE	PASSE INFERIEURE
Temps Inférieur à 12.6 s	13%	31%	65%
Temps compris entre 12.6 s et 15.4 s	24%	45%	22%
Temps supérieur à 15.4 s	63%	24%	12%

Le tableau ci-dessous représente le taux de remplissage du godet en pourcentage pour la PC 2000.

Tableau VI : Tableau récapitulatif du taux de remplissage du godet par passe pour la PC 2000

	PASSE SUPERIEURE	PASSE INTERMEDIAIRE	PASSE INFERIEURE
Taux supérieur à 90%	15%	40%	46%
Taux compris entre 80% et 90%	27%	35%	46%
Taux Inférieur à 80%	56%	25%	9%

Le taux de remplissage moyen fixé lorsque la fragmentation est bonne est de 90% voire 100%. En prenant en compte des facteurs liés à l'opérateur (dextérité, fatigue), on juge le taux de remplissage du godet acceptable jusqu'à 80%. Pour toutes les données recueillies, les taux de remplissage sont largement inférieurs à la normale au niveau de la passe supérieure et de la passe intermédiaire. Le taux accepté est largement atteint au niveau de la dernière passe.

❖ EXCAVATRICE PC 1250

Pour la PC 1250, on constate des données similaires à la PC 2000.

La figure 22 représente la répartition du temps de remplissage du godet par passe :

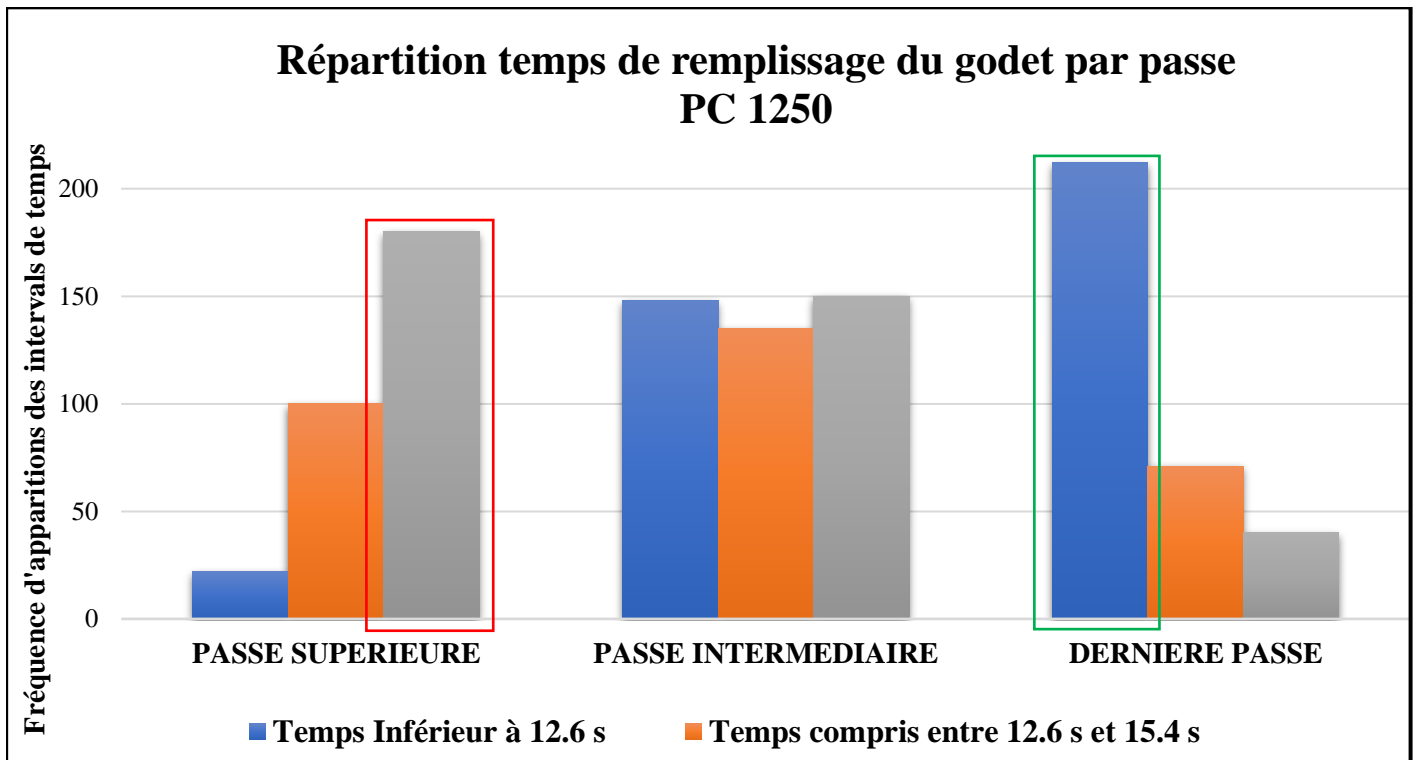


Figure 23 : Répartition temps de remplissage du godet par passe pour la PC 1250

Nous constatons que le temps supérieur à 15.4 s est le temps majoritaire de remplissage du godet, il représente 60 % du temps collecté.

Aussi, pour la passe intermédiaire, on constate que le temps majoritaire est inférieur à 12.6 s, il représente 39% du temps de remplissage total sur la passe intermédiaire.

Sur la dernière passe, le temps inférieur à 12.6 s est majoritaire, ce temps représente 66%.

Le pourcentage du temps de remplissage collecté par passe est consigné dans le tableau ci-dessous :

Tableau VII : Répartition du temps de remplissage du godet par passe PC

	PASSE SUPERIEURE	PASSE INTERMEDIAIRE	PASSE INFERIEURE
Temps Inférieur à 12.6 s	7%	39%	66%
Temps compris entre 12.6 s et 15.4 s	33%	31%	22%
Temps supérieur à 15.4 s	60%	30%	12%

De manière générale, on constate que le temps de remplissage du godet est élevé sur la passe supérieure et sur la passe intermédiaire, ce qui signifie que la fragmentation n'y est pas optimale.

Tableau VIII : Tableau récapitulatif du taux de remplissage du godet par passe pour la PC 1250

	PASSE SUPERIEURE	PASSE INTERMEDIAIRE	PASSE INFERIEURE
Taux supérieur à 90%	13%	38%	74%
Taux Compris entre 80% et 90%	39%	31%	23%
Taux Inférieur à 80%	48%	31%	4%

Le taux de remplissage moyen au niveau de la PC 1250 est largement inférieur à la normale au niveau de la passe supérieure et de la passe intermédiaire. Le taux accepté est atteint au niveau de la dernière passe.

Les figures ci-dessous présentent les données de productivités instantanées par passe de la PC 2000 :

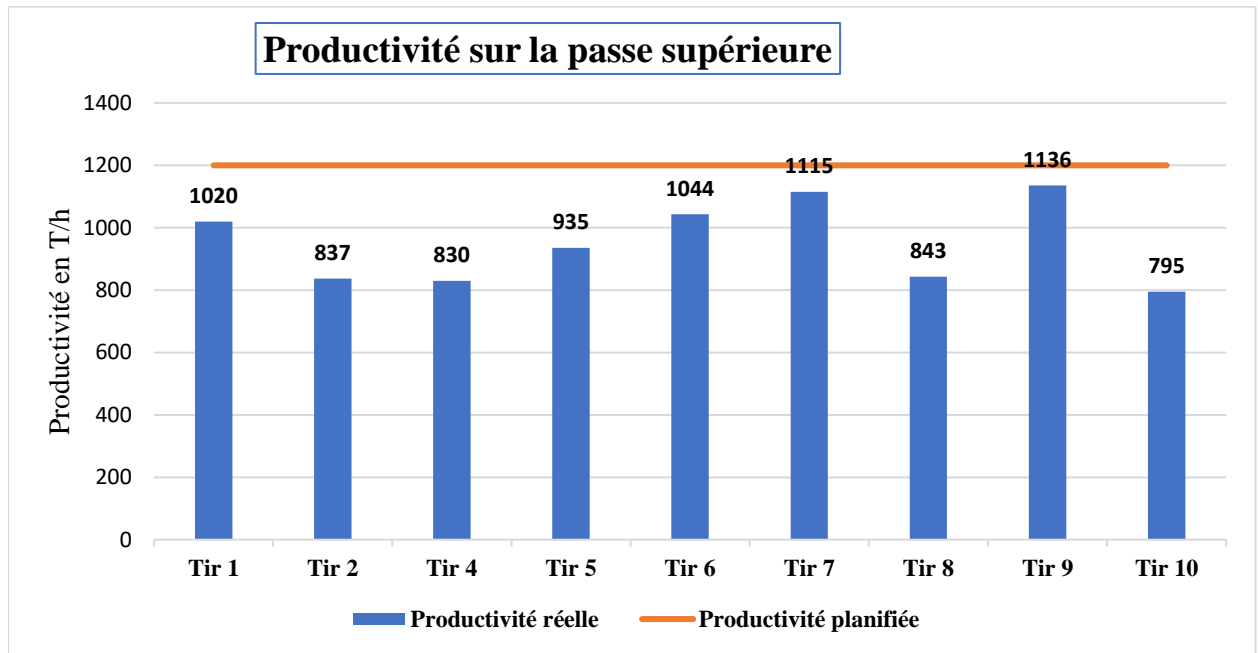


Figure 24: Productivité sur la passe supérieure

On constate que l'objectif de productivité de 1200 T/h au niveau de la passe supérieure est difficilement atteint. Nous avons une productivité moyenne de 950 T/h et toutes les productivités mesurées sont en dessous des productivités planifiées.

La figure ci-dessous (figure 24) présente les productivités sur la passe intermédiaire.

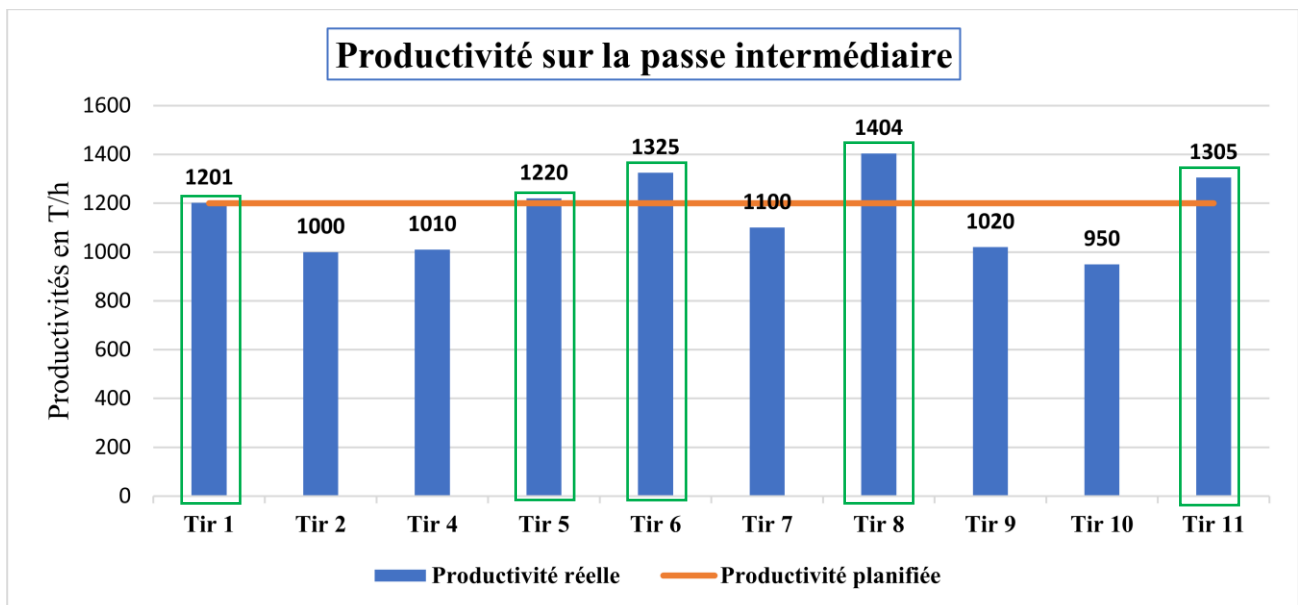


Figure 25 : Productivité sur la passe intermédiaire

On constate également que l'objectif de productivité de 1200 T/h au niveau de la passe intermédiaire est difficilement atteint. Nous avons une productivité moyenne de 1154 T/h et cinq des productivités mesurées sont en dessous des productivités planifiées.

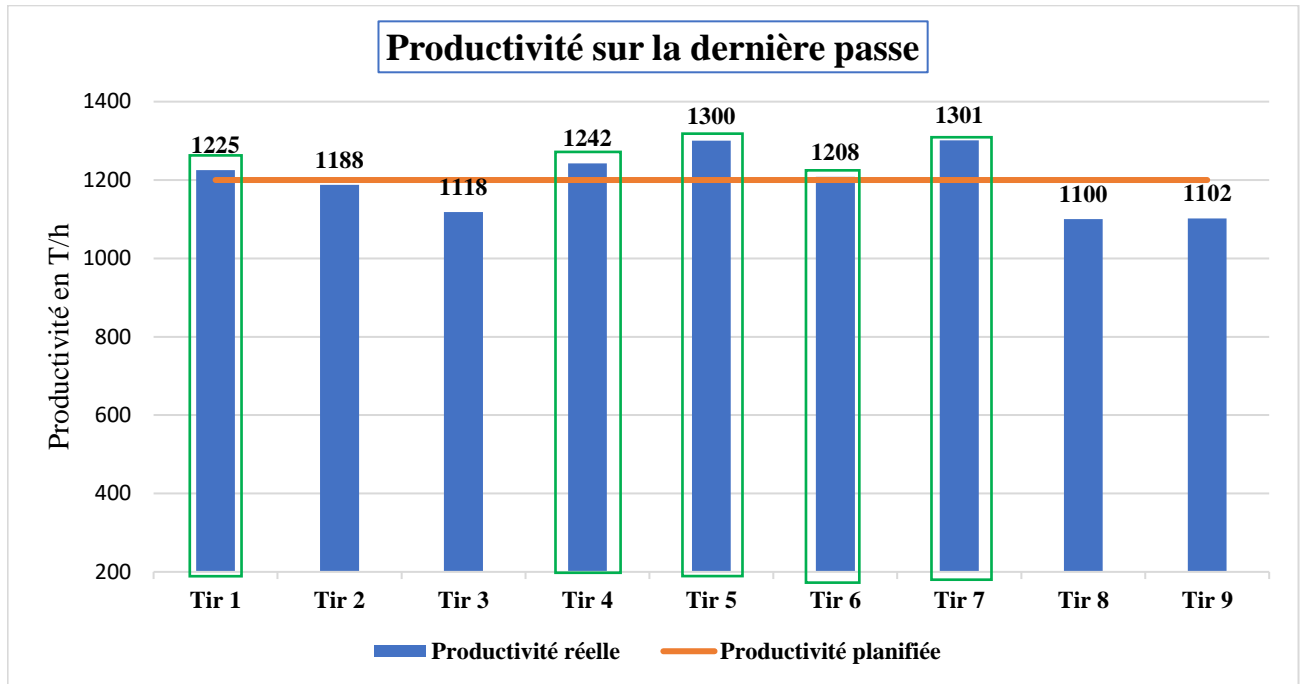


Figure 26 : Productivité de la dernière passe

Au niveau de la dernière passe, on constate également que l'objectif de productivité de 1200 T/h est plus souvent atteint. La moyenne des productivités est de 1198 T/h. Seulement la productivité de trois tirs sur neuf n'ont pas atteint le planifié.

On peut donc constater également que les productivités les moins atteintes se situent au niveau de la passe supérieure et de la passe intermédiaire.

2. Contrôle qualité des opérations de forages et dynamitages

2.1 Contrôle qualité des opérations de forages

❖ Implantation et levé des zones à dynamiter

Les données recueillies permettent de faire un contrôle qualité de la position des points forés. Afin de vérifier si cela est fait réellement et si les marges d'erreurs fixées sont respectées, nous avons collecté les données de dix-neuf tirs effectués dans la fosse Vindaloo Main pour les périodes de juillet à Septembre.

Si les points sont décalés de plus 20 cm, leur positionnement aura des répercussions sur la distribution de l'énergie prévue et donc sur la qualité de la fragmentation.

Tableau IX : Pourcentage global de la position des points forés

	%Global de position des points		
	% déplacement < 15 cm (BON)	15 cm < % déplacement < 20 cm (ACCEPTABLE)	20 cm < % déplacement (MAUVAIS)
Design vs Implantation	97%	2%	1%
Implantation vs Foration	63%	11%	26%
Design vs Foration	62%	13%	26%

De manière générale, pour les dix-neufs tirs (19), on constate qu'environ 97% des volées ont leur point qui sont implantés à l'endroit prévu par le design avec une marge de 15 cm, ceux s'éloignant de plus de 20 cm des points de l'implantation représentent environ 1%, ce qui est négligeable.

Cependant, on constate un écart significatif entre les points implantés et forés, ce qui cause également un impact entre les points du design et les points forés. En effet, seulement 62% des points du design sont forés à l'endroit prévu avec une marge de 15 cm, 13% sont forés dans un écart de 15 cm à 20 cm et 26% des points forés sont déplacés de plus de 20 cm, ce qui a des répercussions sur la qualité de la fragmentation attendue.

❖ Contrôle qualité du forage

Le QAQC est réalisé sur le terrain, cependant les trous qui doivent être reforés ne le sont pas toujours. Les ajustements, par contre, sont bien réalisés. Le tableau ci-dessous présente les proportions des trous forés correctement, des trous sous forés et non forés pour chaque volée.

Tableau X : Récapitulatif de l'état des points forés par pattern

Tirs	% profondeur inférieure de 20 cm et plus	%profondeur Correct	%profondeur non forés ou perdus	Nombre de points
Tir 1	17%	74%	2%	442
Tir 2	19%	73%	5%	354
Tir 3	34%	65%	0%	221
Tir 4	16%	80%	1%	356
Tir 5	19%	78%	2%	296
Tir 6	19%	81%	1%	170
Tir 7	15%	77%	5%	257
Tir 8	33%	63%	1%	193
Tir 9	23%	75%	1%	448
Tir 10	11%	59%	28%	421
Tir 11	19%	77%	3%	232
Tir 12	16%	76%	7%	309
Tir 13	14%	83%	2%	171
Tir 14	11%	86%	2%	170
Tir 15	9%	88%	2%	332
Tir 16	21%	73%	3%	689
Tir 17	29%	67%	4%	398
Tir 18	15%	83%	2%	537
Tir 19	26%	74%	0%	104

Sur l'ensemble des trous planifiés des 19 volées, nous dénombrons en moyenne **75 %** des trous qui sont corrects, ce qui est insuffisant. Quant au nombre de trous dont la profondeur n'a pas été atteinte, ils sont au nombre de 1159 représentant **19 %**, ce sont des trous dont la profondeur est inférieure d'au moins **20 cm** de la profondeur prévue, ce qui n'est également pas négligeable.

L'ensemble des trous sous forés ont un impact sur la fragmentation attendu. En effet, lorsque les profondeurs ne sont pas atteintes, les quantités d'explosifs ne sont pas toujours recalculés et on est également confronté à la formation de blocs massifs qui a un impact sur la qualité de la fragmentation.

Tableau XI : Tableau récapitulatif du pourcentage global de foration

%Global de foration			
% profondeur correct	% profondeur inférieure de 20 cm et plus	%profondeur non forés ou perdus	Nombre total de trous
75%	19%	4%	6100

2.2 Contrôle qualité des opérations de chargement à l'explosif

La quantité d'explosifs doit être recalculée à chaque fois que la profondeur d'un trou change. Par ailleurs, le temps de latence entre le chargement et le bourrage de 10 à 15 mn n'est pas toujours respecté afin de permettre à l'explosif de bien gélifier. Le tableau ci-dessous présente les prélèvements de densités.

Tableau XII : Tableau des densités prélevées de l'explosif

CONTRÔLE QUALITE EXPLOSIF				
Date	MMU N°	N° Echantillon	Densités	Commentaires
23/07/2024	MMU 187	1	1.22	BON
23/07/2024	MMU 187	2	1.15	INSUFFISANT
23/07/2024	MMU 187	3	1.18	BON
23/07/2024	MMU 187	4	1.15	INSUFFISANT
27/08/2024	MMU 203	5	1.21	BON
27/08/2024	MMU 203	6	1.16	ACCEPTABLE
27/08/2024	MMU 203	7	1.18	BON
27/08/2024	MMU 203	8	1.22	BON
27/08/2024	MMU 203	9	1.14	INSUFFISANT
14/09/2024	MMU 187	10	1.16	ACCEPTABLE
14/09/2024	MMU 187	11	1.16	ACCEPTABLE
14/09/2024	MMU 187	12	1.13	INSUFFISANT
14/09/2024	MMU 187	13	1.17	ACCEPTABLE
16/09/2024	MMU 125	14	1.13	INSUFFISANT
16/09/2024	MMU 125	15	1.13	INSUFFISANT
16/09/2024	MMU 125	16	1.09	INSUFFISANT
16/09/2024	MMU 125	17	1.14	INSUFFISANT
20/10/2024	MMU125	18	1.216	BON
20/10/2024	MMU125	19	1.13	INSUFFISANT
20/10/2024	MMU125	20	1.10	INSUFFISANT
20/10/2024	MMU125	21	1.11	INSUFFISANT
20/10/2024	MMU187	22	1.268	BON
20/10/2024	MMU187	23	1.263	BON
20/10/2024	MMU187	24	1.203	BON
20/10/2024	MMU187	25	1.18	BON
20/10/2024	MMU203	26	1.15	INSUFFISANT

L'explosif fournit par Maxam doit avoir une certaine consistance. Il est constitué de 70% de matrix et de 30% d'ANFO (ammonium nitrate of fuel oil) et bien d'autres additifs. Ces proportions doivent être respectées pour un bon chargement. Les densités initiales pompées doivent de 1,18 avec une marge de tolérance de 2%. Dans le cas contraire, des ajustements doivent être immédiatement faits sur les différents composants du produit.

Pour les contrôles réalisés, on se retrouve avec seulement 38% des densités pompées qui sont correctes, 15% qui sont acceptable et 47% qui ne sont pas corrects.

Le tableau ci-dessous présente les comparaisons entre consommation spécifique planifiée et réelle.

Tableau XIII : Comparaison du PF réel et planifié

Tirs	PF planifié	PF réel	Variation
Tir 1	1.18	1.17	-1%
Tir 2	1.18	1.175	0%
Tir 3	1.18	1.21	3%
Tir 4	1.18	1.18	0%
Tir 5	1.18	1.16	-2%
Tir 6	1.18	1.13	-4%
Tir 7	1.18	1.19	1%
Tir 8	1.18	1.164	-1%
Tir 9	1.18	1.151	-2%
Tir 10	1.18	1.234	5%
Tir 11	1.18	1.171	-1%
Tir 12	1.18	1.18	0%
Tir 13	1.18	1.16	-2%
Tir 14	1.18	1.155	-2%
Tir 15	1.18	1.21	3%
Tir 16	1.18	1.21	1%
Tir 17	1.18	1.14	-3%
Tir 18	1.18	1.165	-1%
Moyenne			0%

Également, la consommation spécifique planifiée est de 1.18 kg/m³. Les comparaisons effectuées entre le planifié et le réel montrent cinq tirs sur dix-huit dont les consommations sont hors des mages de tolérance de plus ou moins deux pour cents (+/- 2%). En moyenne, cette variation est quasi nulle (0%).

3. Évaluation des pertes

3.1 Coûts du chargement et transport

Une bonne fragmentation permet de réduire le temps de chargement des pelles, ce qui diminue les heures perdues et donc influence les coûts de production.

Le tableau suivant montre les heures perdues à la fosse Vindaloo Main. Ces pertes de temps concernent aussi les camions. Avec une bonne fragmentation, il faut au plus 6 godets de la PC 2000 et 8 godets de la PC 1250 pour remplir un camion, contre 12 voire 14 godets en moyenne lorsque la fragmentation est mauvaise, ce qui cause des temps d'attente pour les camions.

La figure ci-dessous illustre l'attente des camions.



Figure 27 : Illustration des camions en attente

Tableau XIV : Tableau trimestriel des heures perdues et des coûts associés

JUILLET			
	Heures perdues dues au long temps de chargement	Rate horaire \$/h	Pertes en \$
PC 1250	51.75	\$300	15 524
PC 2000	91.12	\$320	29 158
Total	142.86		44 672 \$
AOÛT			
	Heures perdues dues long temps de chargement	Rate horaire \$/h	Pertes en \$
PC 1250	18.12	\$300	5 436
PC 2000	31.29	\$320	10 014
Total	49.41		15 450 \$
SEPTEMBRE			
	Heures perdues dues long temps de chargement	Rate horaire \$/h	Pertes en \$
PC 1250	21.54	\$300	6 463
PC 2000	39.81	\$320	12 739
Total	61.35		19 201 \$

Le tableau ci-dessus présente les pertes financières engendrées sur les trois mois liées aux long temps de chargement. On peut constater qu'on perd au total environ **79 000 \$** soit **49 000 000 F CFA**.

3.2 Coûts du marteau piqueur

Le tableau présenté ci-dessous regroupe les heures de travail du marteau-piqueur à la verse à minerai et présente les coûts enclenchés par ce dernier.

Tableau XV : Coûts engendrés par le marteau piqueur

Période	Heures de travail	Coût horaire	Coût du marteau piqueur
JUILLET	295.7	120 \$	35 484 \$
AOUT	230.9	120 \$	27 708 \$
SEPTEMBRE	249.8	120 \$	29 976 \$
TOTAL	776.4	120 \$	93 168 \$

Nous pouvons constater que le marteau piqueur a travaillé environ **1553** heures et coûté **93 000 \$** sur les trois mois soit environ **57 000 000 FCFA**.

II. INTERPRÉTATIONS

Les objectifs visés en mettant cette stratégie d'amélioration de la qualité de la fragmentation en place sont les suivants :

- Cibler avec précision les causes de la mauvaise qualité de la fragmentation ;
- Proposer des solutions afin d'améliorer la fragmentation pour rendre les tirs à venir meilleur.

La hauteur de banc à la fosse Vindaloo Main est de 6 mètres.

Les paramètres géométriques utilisés à la fosses Vindaloo Main sont :

- **Diamètre** : Le diamètre utilisé est de 115 mm.
Le diamètre est inférieur à 15 fois la hauteur de banc ($115 \leq 15 \times 6$), il répond donc aux règles empiriques.
- **Banquette, Espacement** : La banquette utilisé dans le minerai est de **2.5 m** et l'espacement est de **2.8 m** avec une sur foration de **0.8 m**.
- **Le ratio Hauteur de Banc / Banquette** : Le ratio Hauteur de Banc / Banquette à la fosse de Vindaloo est de **2.4**, ce qui correspond également à l'intervalle des standards.
- **Le ratio Espacement / Banquette** : Le ratio Espacement / Banquette à la fosse de Vindaloo est de **1.12**. Ce ratio est également dans les standards qui favorise une meilleure fragmentation.

- **La Charge spécifique** planifiée à la fosse de Vindaloo Main est de **1.18 kg/m³**, ce qui est largement supérieur au ratio standard.

Aussi, la séquence d'initiations la plus utilisée dans le minerai est une séquence en échelon avec des retards de 67 ms entre les trous suivant la banquette et 17 ms pour relier les lignes entre elles. Cette séquence en échelon permet une bonne propagation des ondes de choc à travers le massif rocheux, favorisant une fragmentation uniforme. Les retards utilisés permettent également de contrôler suffisamment l'énergie des tirs et permettre un temps de latence suffisant pour une bonne fragmentation.

1. Caractérisation du massif rocheux

Il faut noter que le massif rocheux du gisement de la fosse Vindaloo est composé de trois lithologies majeures et traversé par de nombreuses discontinuités. Ces discontinuités, favorisant les fuites d'explosifs qui sont complétées, expliquent en partie la variation positive du PF. Leurs caractéristiques sont résumées dans le tableau ci-dessous.

Tableau XVI : Récapitulatif des facteurs naturels influençant la qualité du massif

Lithologie	Dureté	Discontinuités	Densité	Résistance en Compression simple (Mpa)	Module d'Young (Gpa)
Volcanites	Moyennement dure	De nombreuses discontinuités traverses la fosse de Vindaloo Main	2.74	60	65
Volcano-sédiments	Peu dur			53	50
Intrusif	Très dur			200	75

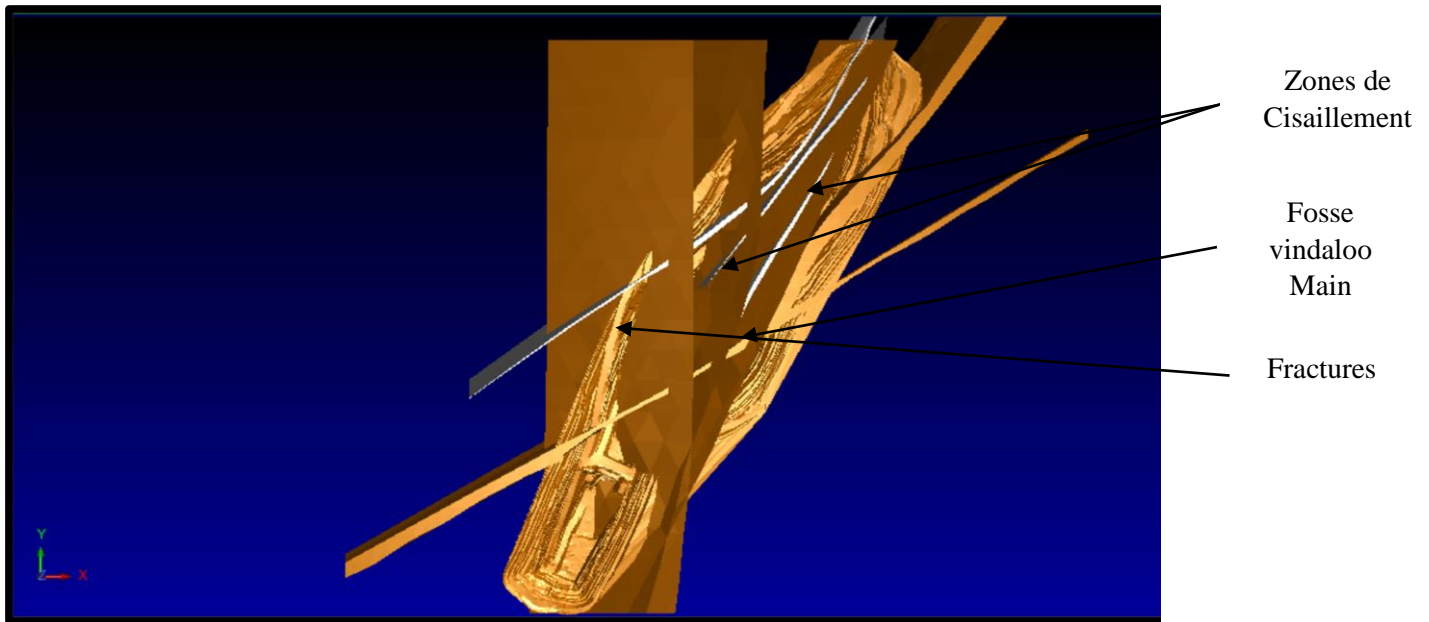
Source : Service géotechnique de la mine de Houndé

Les discontinuités structurales répertoriées sont regroupées en :

- **Zone de cisaillement** : On constate que la fosse Vindaloo Main est traversée par des zones de cisaillement. Ces matériaux issus du cisaillement rendent la foration difficile car ils ont une faible cohésion, donc se détache rapidement les uns des autres. Également, la variabilité de la résistance du matériau dans la zone de cisaillement influence la trajectoire du trou lors de la foration.
- **Fractures** : La fosse Vindaloo Main est traversée par de nombreuses fractures dans différentes directions. Les fractures les plus nombreuses sont orientés majoritairement **EST SUD-EST**. La présence de toutes ces fractures a un impact sur la fragmentation car elle engendre des fuites d'énergie lors du dynamitage.

Tableau XVII : Récapitulatif des fractures répertoriées dans la fosse de VIM

Direction des fractures répertoriées	Nombres répertorié
EST SUD-EST	17
SUD SUD-EST	1
NORD NORD-EST	8
NORD NORD-OUEST	2
EST NORD-EST	9


Figure 28 : Vu de discontinuités à l'intérieur de la fosse de VIM via surpac

2. Analyse de la situation

L'analyse de la situation a consisté en une étude des procédures appliquées sur le terrain avant et après un tir et également en une analyse de la fragmentation. Plusieurs situations ont été décrites plus haut avec des preuves à l'appui.

Dans cette partie, il s'agira dans un premier temps d'identifier pour chaque problème recensé, les causes probables et ensuite de classer ces causes par ordre de priorité afin d'avoir un plan d'action efficace.

Pour se faire, le diagramme d'Ishikawa a été utilisé.

Nous avons pu recenser quatre (4) problèmes qui affectent d'une manière ou d'une autre la qualité de la fragmentation. Il s'agit de :

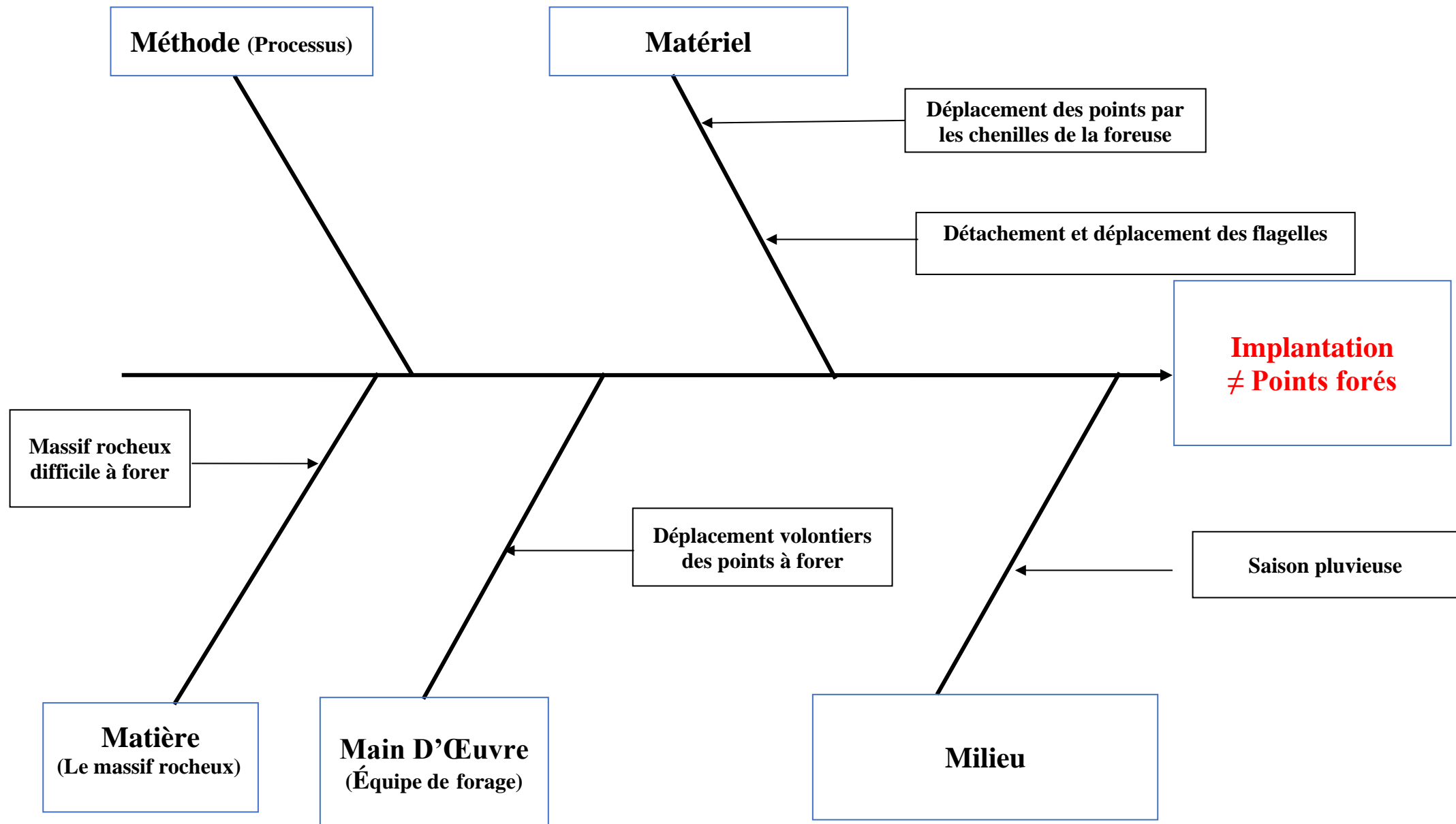
- La divergence des points forés et de l'implantations ;



Analyse et amélioration de la fragmentation des tirs à la mine d'or de Houndé au Burkina Faso Cas de la fosse de Vindaloo Main

- la non-atteinte des profondeurs planifiées ;
- la fuite d'énergie de l'explosif lors du tirs ;
- La non atteinte de la densité planifiée.

Ces problèmes ont fait l'objet d'une étude à travers des diagrammes d'Ishikawa afin d'identifier leurs facteurs probables.



Parmi ces causes probables, nous avons constaté que la variation de position entre les points implantés et forés dans la fosse de VIM s'explique le plus par :

Matériel

- Détachement et déplacement des flagelles : Les points sont marqués par des flagelles et du spray. Cependant, les flagelles sont attachés à des pierres ramassés sur place qui le plus souvent se détachent et se déplacent lorsqu'il y a de fort vent et que les marques de spray disparaissent.

Main d'œuvre

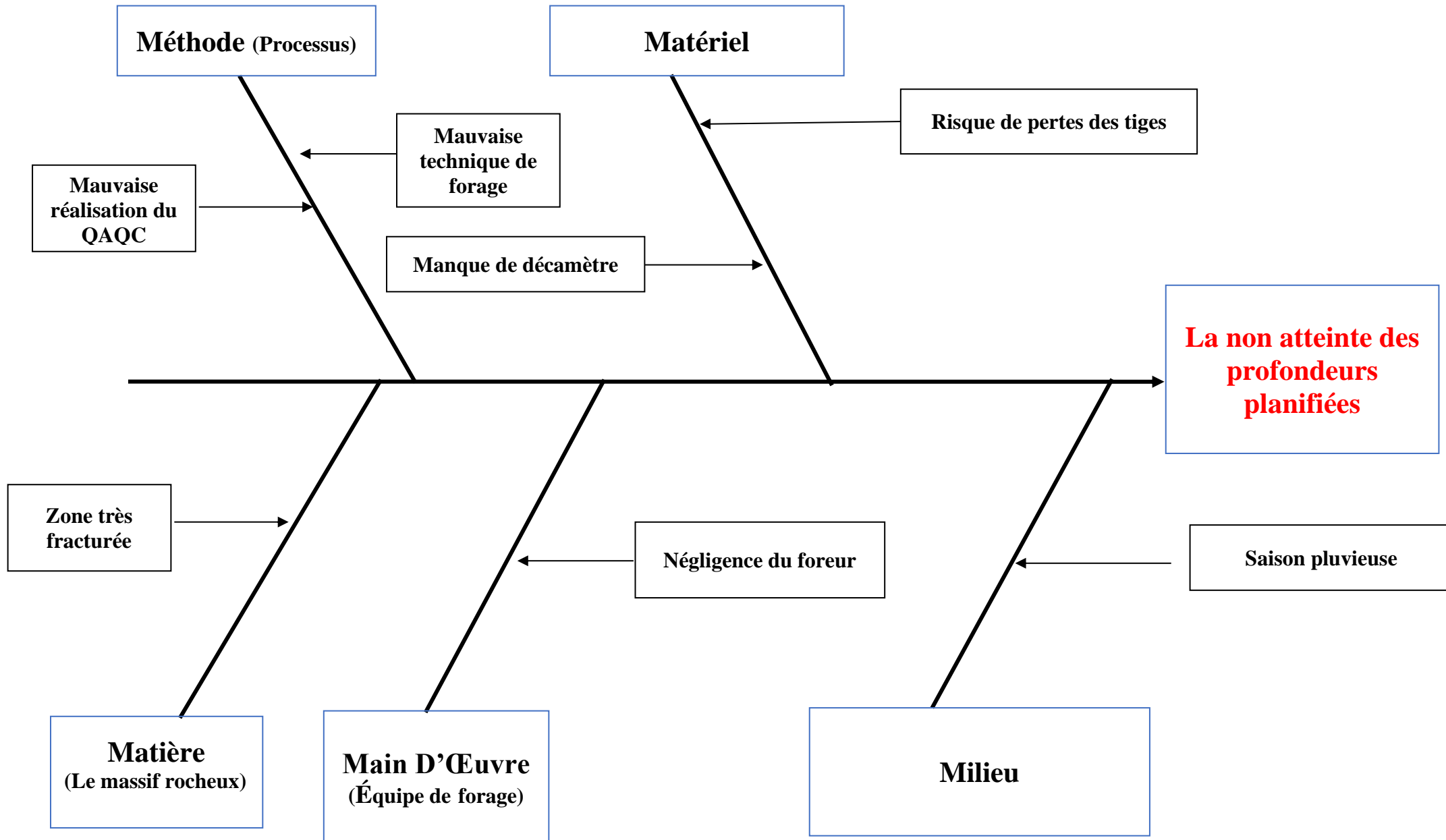
- Déplacement volontiers des points : Très souvent, en voulant regarder la profondeur à forer ou l'identifiant de la volée, les flagelles sont pris et finissent par être déplacées.

Milieu

- Saison pluvieuse : Durant la saison pluvieuse, les points sont déplacés par le ruissellement de l'eau.

Matière

- Le massif rocheux : Du fait de la présence de discontinuités par endroit, la foration est très difficile à certains points. La retombée des fragments rocheux rend l'obtention des profondeurs quasi impossible, les points sont donc décalés.



Les raisons les plus fréquente de la non-atteinte des profondeurs planifiées dans la fosse de VIM sont entre autres :

✚ Méthode

- Mauvaise technique de forage : La méthode de forage n'est parfois pas adaptée, des PVC ou des bouchons sont nécessaires pour éviter les retombés de pierres dans le trou, ce qui n'est très souvent pas utilisé.
- Mauvaise réalisation du QAQC : Le QAQC est par moment négligé sur le terrain, cela s'explique par moment par la pression des tirs.

✚ Matériel

- Risque de pertes des tiges : En fonction des discontinuités du massif rocheux, la foration entraîne par moment des pertes de tiges.
- Manque de décamètre : Les aides foreurs ne disposent pas tous de décamètre pour mesurer le trou une fois que le foreur finit de forer.

✚ Milieu

- Saison pluvieuse : Durant la saison pluvieuse, les profondeurs sont difficilement atteintes du au transport par l'eau des débris dans les trous forés.

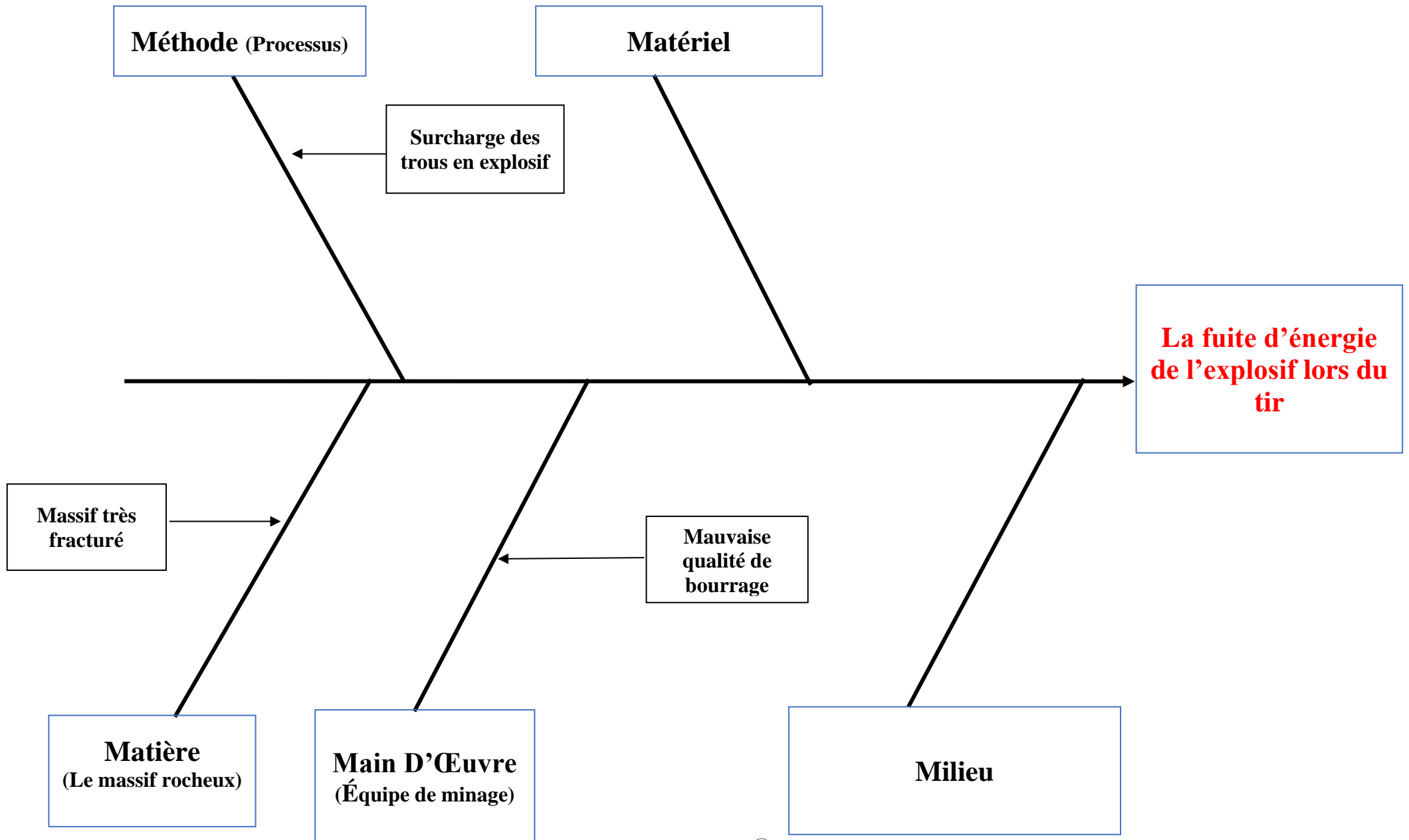
Les figures ci-dessous illustres les habitudes de forations et les risques de pertes de tiges lors de la foration.



Figure 29 : Trous forés sans avoir été couverts



Figure 30 : Tige coincée lors de la foration



Les raisons les plus fréquentes constatées lors du chargement à l'explosif et du dynamitage dans la fosse de VIM sont entre autres :

+ Méthode

- **Surcharge des trous en explosif** : La hauteur de bourrage n'est pas toujours atteinte car les trous sont très souvent surchargés en explosif dû à des erreurs de communication lors du chargement ;

+ Mains d'œuvre

- **Mauvaise qualité de bourrage** : Le matériel de bourrage ne remplit pas très souvent la hauteur qu'il faut surtout lorsqu'il y a la présence d'eau. Il faut donc plus de temps pour effectuer le bourrage.

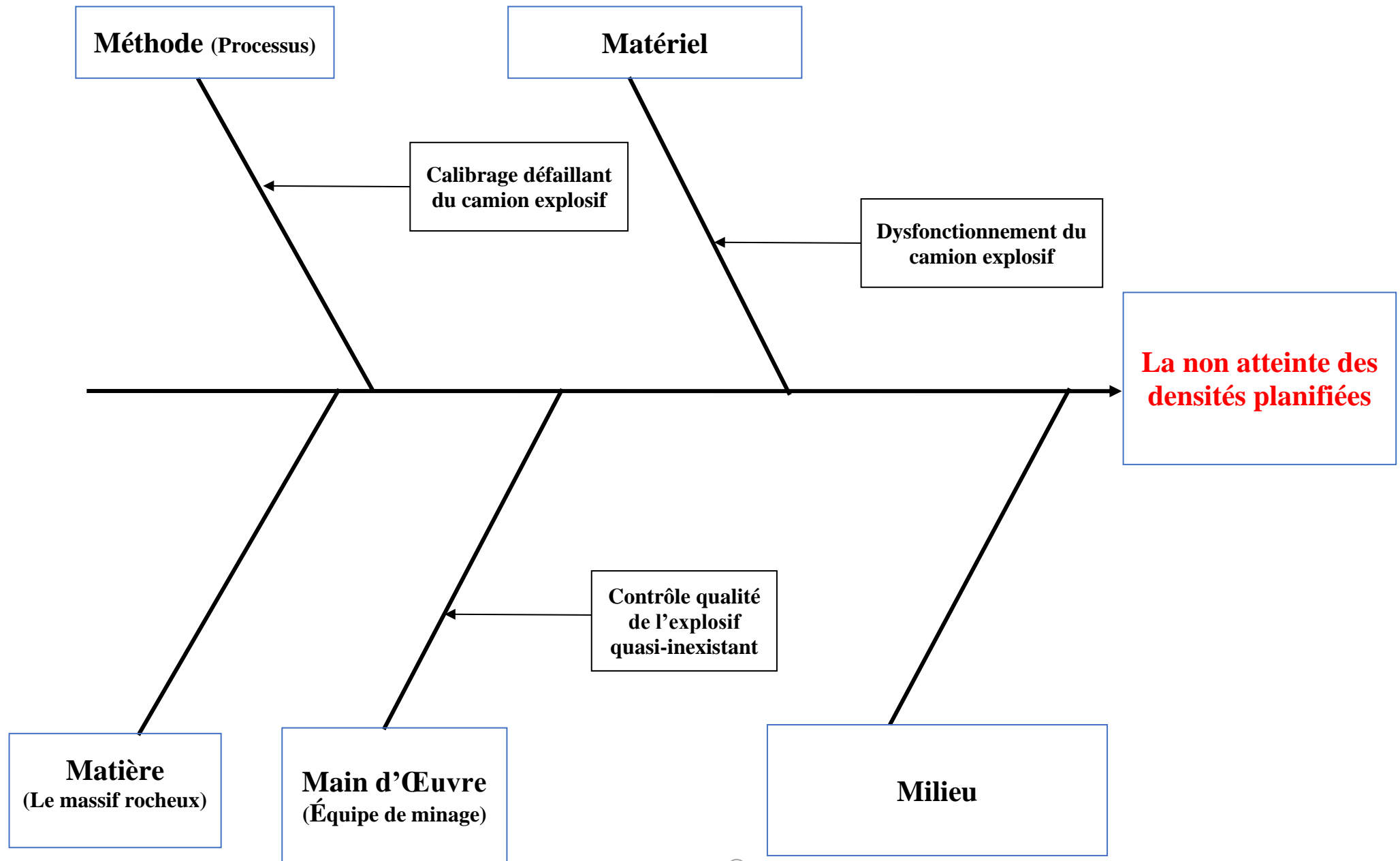
+ Matière

- **Massif très fracturé** : De nombreuses fractures sont présentes dans le massif rocheux créant des points de moindre résistance où l'énergie s'y dirige et fuit.

La figure ci-dessous illustre une situation due au bourrage pouvant expliquer la fuite d'énergie lors du tir.



Figure 31 : Trous présentant un bourrage apparent





En ce qui concerne la non atteinte des densités planifiées, nous pouvons relever les facteurs suivant le diagramme d'Ishikawa que sont :

Méthode

- **Calibrage défaillant du camion explosif** : Le calibrage du camion explosif est assez souvent défaillant, l'opérateur du camion explosif n'est pas toujours vigilant à une variation des paramètres du mélange explosif sur le tableau de bord.

Matériel

- **Dysfonctionnement du camion explosif** : Le dysfonctionnement du camion explosif se manifeste lors du mélange explosif et également lors du pompage. Par moment, la composition du mélange affichée par le tableau de bord n'est pas le mélange qui est fait à l'intérieur du camion, donnant donc une densité non conforme aux attentes.

Main d'Œuvre

- **Contrôle qualité de l'explosif insuffisant** : Le contrôle qualité lié à l'explosif est insuffisant et parfois non réalisé, cette insuffisance de la qualité du contrôle a pour conséquence une baisse de la qualité du produit explosif pompé.

3. Mise en œuvre de la stratégie

La mise en œuvre de la stratégie consiste à proposer des mesures correctives adéquates aux problèmes opérationnels constatés.

3.1 Mesures correctives proposées

Les données et les observations collectées ont permis de démontrer que l'insuffisance de la qualité de la fragmentation est également liée aux aspects quotidiens des habitudes de travail.

Les mesures correctives sont :

- **Mettre en place une communication radio lors du chargement à l'explosif :** En effet, durant cette opération, l'opérateur du camion UMFE reçoit les quantités à pomper de l'agent chargé de communiquer la quantité en faisant des signes, ce qui engendre des incompréhensions sur la quantité réelle à pomper ;
- **Exiger le calibrage du camion à chaque tonne chargée :** Durant le chargement, la quantité de produit qui doit être pompée est très souvent effectué au-delà par le camion, entraînant également la surcharge des trous en explosifs ;
- **Faire une inspection des foreuses pour faire remplacer les aspirateurs défectueux :** En effet, seulement **26 %** des foreuses disposent d'aspirateurs en parfait état. Les trous sous-forés sont également dus à la qualité de l'aspirateur, qui n'aspire pas suffisamment les débris retombant dans le trou ;
- **Former les foreurs à utiliser les fonctionnalités avancées des foreuses :** En effet, certaines foreuses disposent de fonctionnalités intelligentes, ce qui leur permet de recevoir directement la position des trous et de forer à l'endroit précis, cette fonctionnalité n'était cependant pas utilisée ;
- **Maintenir un contrôle qualité rigoureux :** En effet le contrôle qualité lié à l'explosif doit être rigoureusement fait et aussi suivi à l'aide une base de données.
- **Utiliser des bouchons de bourrage pour améliorer le confinement :** Les bouchons de bourrage constituent un outil permettant de bloquer la fuite des gaz lors de l'explosion en créant une cohésion solide avec non seulement les parois du trou puis aussi entre le matériel de bourrage et les parois du trou ;



Source : pris sur internet

Figure 32 : Image des bouchons de bourrage

3.2 Intérêt de la mise en place des mesures correctives

L'impact des mesures correctives sont entre autres :

- **Une amélioration globale de la performance des engins :** La productivité des excavatrices est impactée par de nombreux facteurs tels que la dextérité de l'opérateur, l'âge de la pelle, l'angle de chargement. Cependant cette productivité est également liée à la qualité de la fragmentation qui est responsable en moyenne de 30% de cette productivité. Une amélioration de la fragmentation permettra donc d'améliorer la productivité des excavatrices d'environ 15 à 20 % et de réduire le temps de fonctionnement du marteau piqueur à la verse à minerai ;
- **Une réduction considérable du déplacement des points :** L'utilisation des foreuses intelligentes permet de réduire le déplacement des points ;
- **Une réduction considérable des trous sous forés :** L'utilisation des foreuses disposant d'aspirateurs en bon état, la protection des trous ainsi que la diminution de la pression des tirs ont permis d'améliorer grandement la qualité de forage ;
- **Une amélioration de la qualité du confinement, une réduction de la consommation en explosifs** et une amélioration de la fragmentation attendue :

En effet, l'utilisation des bouchons de bourrage permettra à l'énergie explosive de rester au maximum en contact avec la roche et contribuer à une meilleure fragmentation.

Au travers de l'application de nos mesures correctives, notre objectif de fragmentation est atteint à travers le modèle de prédiction de la fragmentation de KUZ-RAM qui donne un P80 de 300 mm.

Rappelons que trois formules sont nécessaires pour utiliser le modèle de Kuz-Ram à savoir :

- ❖ **L'équation de Kuznetsov**, pour la taille moyenne de fragmentation : L'équation de Kuznetsov, permet de déterminer la taille moyenne de fragmentation. Elle a été établie à partir de la mesure de la taille des fragments sur un nombre important (et dans des conditions variées) de tir à l'explosif (TNT) et se traduit comme suit :

$$X_{50} = A * K^{-0,8} * Qe^6 * \left(\frac{115}{S(anfo)} \right)^{0,633}$$

Équation 2 : Équation de Kunetsov

Où:

X50 est la taille moyenne des particules (cm);

A est le facteur de roche ;

K est le facteur de poudre (kg/m³) ;

Qe est la masse d'explosif dans le trou (kg) ;

S(anfo) est le pouvoir détonant de l'explosif comparativement à celui de l'ANFO.



Détermination du facteur de roche

Le facteur de roche A est l'une des données les plus sensibles du modèle en raison des difficultés rencontrées pour représenter tous les effets de la géologie en un seul chiffre. Il s'exprime grâce à l'équation de Lilly (1986) selon la formule suivante :

$$A = 0,06 * (RMD + JF + RDI + HF)$$

Équation 3 : Détermination du facteur de la roche

A : le facteur de roche ;
RMD : Indice de Description de la masse rocheuse ;
JF : Facteur de Jointure ;
RDI : Indice de densité de la roche ;
HF : Facteur de dureté de la roche.

- ❖ **L'indice d'homogénéité de Cunningham :** L'indice d'uniformité est un nombre qui reflète le degré d'homogénéité de la fragmentation dans la distribution granulométrique.

$$n = (2,2 - 14 * \frac{B}{D}) * \sqrt{\frac{1+\frac{E}{B}}{2}} * (1 - \frac{W}{B}) * (\frac{L}{H})$$

Équation 4 : Indice d'homogénéité de Cunningham

Où:

B = banquette (m) ;
E : espacement (m)
D = diamètre du trou de forage (mm) ;
H = profondeur du trou (m) ;
W= Déviation de forage (m) : supposée nulle pour les trous de production;
L : la hauteur de la colonne de charge (m)

$$W = \frac{2 * D}{1000} + 0,035 * (H + Sf)$$

Équation 5 : Déviation de forage

Sf : la surforation (m).

- ❖ **Loi de Rosin-Rammler :** Le modèle mathématique que propose l'équation de Rosin-Rammler s'avère très répandu. Il propose une description de la proportion des blocs de taille inférieure à une certaine valeur :

$$Rx = 100 * (1 - e^{(-\frac{x}{x_c})^n})$$

Équation 6 : Équation de Rosin-Rammler

Où:

Rx est le pourcentage de matériau inférieur à X (%) ;

n = indice d'uniformité,

X est le diamètre des fragments (cm) ;

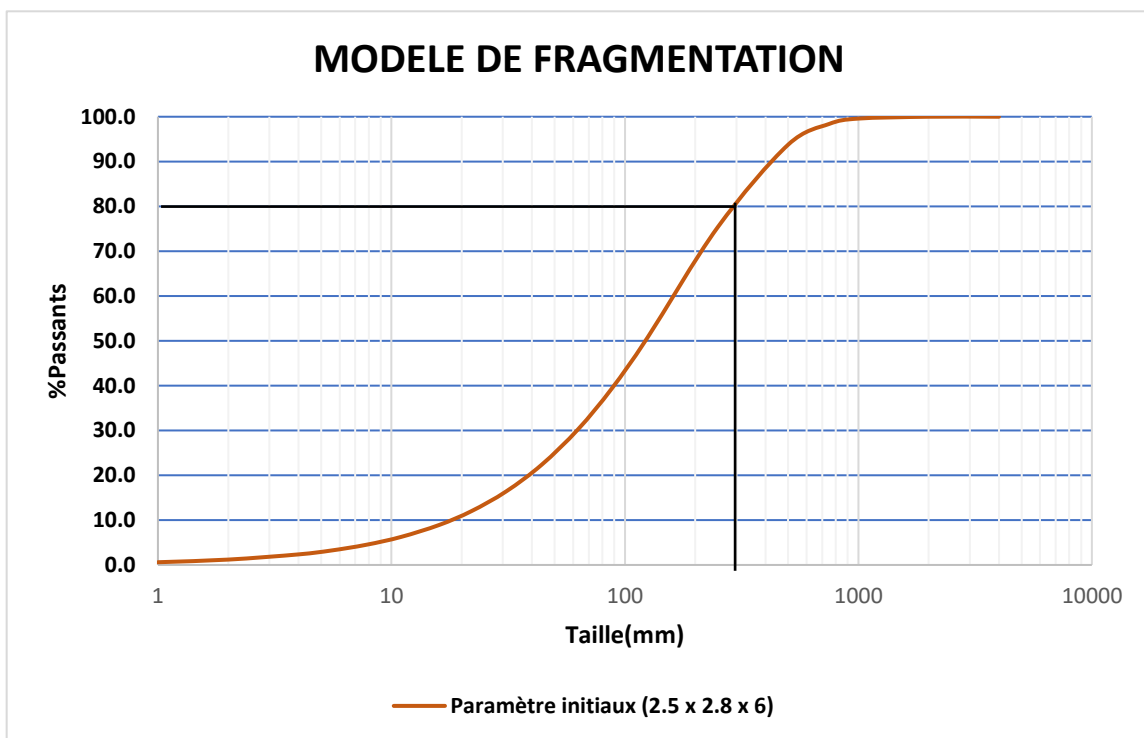
Xc est la taille caractéristique des fragments (cm)

$$Xc = \left(\frac{Xm}{0,693^n} \right)$$

Équation 7 : Équation de la taille caractéristique des fragments

Où Xm est la taille moyenne des blocs après sautage en cm.

Sur la base de l'équation de Rosin-Rammler, la courbe de distribution granulométrique est représentée. Cette courbe donne en ordonnée la proportion en masse de matériaux abattus qui n'est pas retenue par un tamis ayant pour taille de maille la valeur en abscisse.



La courbe de distribution granulométrique représentée ci-dessous présente le degré de fragmentation qui sera obtenu avec le respect et la mise en œuvre des mesures proposées.

3.3 Tir Témoin

Une grande partie des mesures correctives ont été appliquée pour un tir sur le RL 171, il s'agit du tir 171-165_110, permettant d'avoir une meilleure fragmentation.

En l'absence de la mise à disposition des bouchons de bourrage pour ce tir à la rédaction du présent rapport, le tir témoin et les tirs antérieurs ont été réalisés avec les paramètres ci-dessous :

Tableau XVIII : Paramètres géométriques appliqués

Hauteur du banc	6m
Diamètre du trou	115mm
Banquette	2.5m
Espacement	2.8m
Maille	2.5m*2.8m
Surforation	0.8m
Hauteur de Bourrage	2.8m
Densité de l'émulsion	1.19 kg/m ³
Type d'émulsion	Riogel 70/30
Consommation Spécifique	1.18 kg/m ³
Nombre de trous	407
Volume de matériau	19 373 m ³

Les mesures correctives appliquées sont :

- ❖ Une communication radio lors du chargement à l'explosif : La communication radio appropriée a permis de pomper les quantités d'explosifs adéquats en évitant des erreurs de surcharge d'explosifs ;
- ❖ Le calibrage du camion à chaque tonne chargée : Le calibrage fréquent du camion a permis de se rassurer des quantités suffisamment pompées dans les trous ;
- ❖ Le contrôle qualité rigoureux au niveau du chargement et de la foration : Les trous forés ont été protégés. Les bonnes profondeurs ont été atteintes en majorités. Également les densités ont été correctement atteintes.

Les résultats de forations sont consignés dans le tableau ci-dessous :

Tableau XIX : Conditions de forations des tirs antérieurs et témoins

Pattern ID	RL	% profondeur inférieure de 20 cm et plus	%profondeur Correct	%profondeur non forés ou perdus
Tirs antérieurs		19%	75%	4%
Tir actuel 171-165	110	2%	98%	0%

Analyse et amélioration de la fragmentation des tirs à la mine d'or de Houndé au Burkina Faso
Cas de la fosse de Vindaloo Main

- ❖ La précision des points forés : Le déplacement des points forés pour ce tir ont considérablement été réduits. Les améliorations sont consignées dans le tableau ci-dessous :

Tableau XX : Récapitulatif de l'amélioration de la précision de forages

	Tirs antérieurs		
	% déplacement < 15 cm	15 cm < % déplacement < 20 cm	20 cm < % déplacement
Design vs Implantation	98%	2%	1%
Implantation vs Foration	61%	12%	28%
Design vs Foration	60%	13%	27%
	Tir actuel		
	% déplacement < 15 cm	15 cm < % déplacement < 20 cm	20 cm < % déplacement
Design vs Implantation	99%	1%	0%
Implantation vs Foration	98%	1%	1%
Design vs Foration	97%	2%	1%
Amélioration de la précision de forage			
Design vs Implantation	1%	1%	1%
Implantation vs Foration	37%	11%	27%
Design vs Foration	37%	11%	26%



Figure 33 : Foreuse EPIROC D65 en foration



Figure 34 : Foreuse SUNWARD 152B en foration

Les figures ci-dessous présente le niveau de fragmentation obtenu par passe :

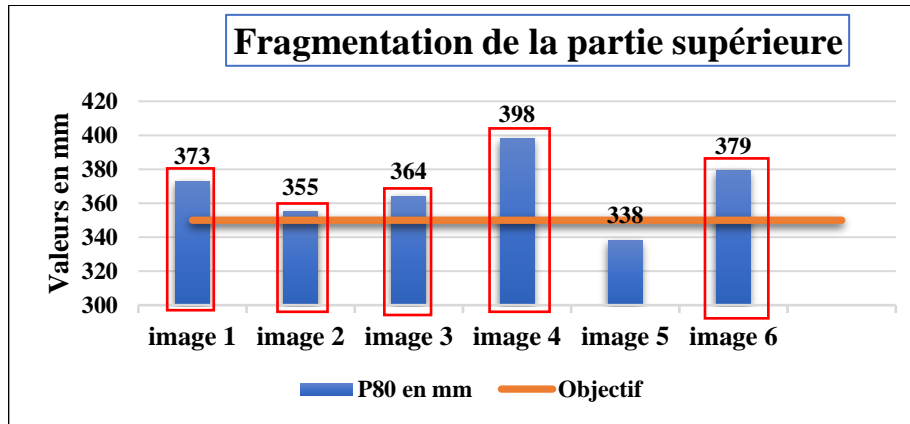


Figure 35 : État de fragmentation de la partie supérieure du tir témoin

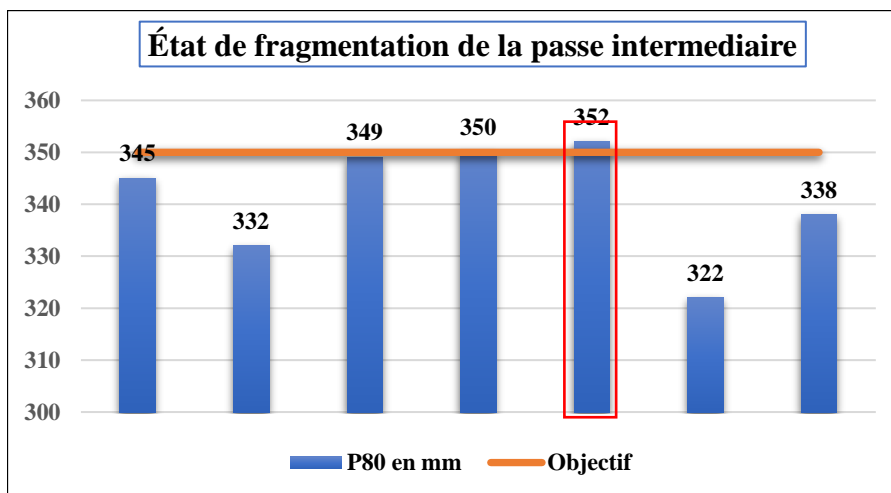


Figure 36 : État de fragmentation de la passe intermédiaire du tir témoin

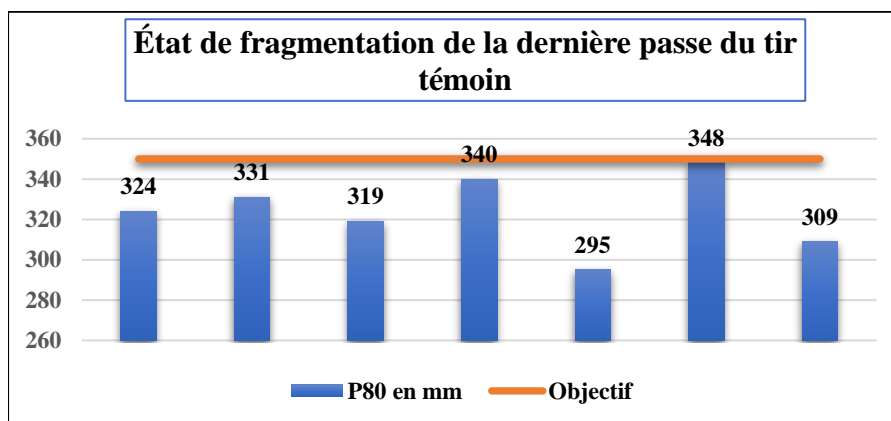


Figure 37 : État de fragmentation de la dernière passe du tir témoin

La mise en œuvre des mesures correctives partielles qui ont été appliqués nous a permis d'améliorer la fragmentation de **21%** en moyenne pour la passe supérieure et la passe intermédiaire. Nous avons obtenu un P80 moyen de, **368 mm** pour la passe supérieure ;**342 mm** pour la passe intermédiaire et **324 mm** pour la dernière passe.

3.4 Évaluation des impacts financiers

Dans les conditions où toutes les mesures correctives que nous proposons sont mises en œuvre, les coûts opératoires de chargement sont réduits d'au moins **15%**.

Le tableau ci-dessous représente les moyens nécessaires pour la mise en place des mesures correctives.

Tableau XXI : Tableau récapitulatif lié aux mesures correctives

Mesures correctives	Moyens matériel / humain	Moyens financiers
Communication radio lors du chargement	Une radio	200 \$
Calibrage du camion à chaque tonne chargée	Équipe de minage	Néant
Faire remplacer les aspirateurs défectueux	Équipe de minage	Néant
Utiliser les fonctions avancées des foreuses	Équipe de minage	Néant
Contrôle qualité rigoureux de l'explosif	Équipe de minage	Néant
Utilisation des bouchons de bourrage	Bouchons de bourrage	3.38 \$/trous

Sur les trois précédents mois, nous avons forés et réalisés des tirs de six milles cent (6100) trous.

De ce fait, l'application de nos mesures correctives coûterait :

Tableau XXII : Coût des mesures correctives

Mesures	Quantité	Coût unitaire	Coût total
Bouchons de bourrage	6100	3.38	20 618 \$
Radio	1	200	200 \$
Total	-	-	20 818 \$

L'ensemble des pertes engendrées par les temps de chargement plus long et le fonctionnement du marteau piqueur sur les trois mois s'élève à **172 491 \$**.

Les gains financiers liés à la mise en place de nos mesures correctives les mois de Juillet à Septembre serait :

Tableau XXIII : gains financiers

Mesure	gains financiers
Réduction du temps de chargement de 15%	11 898 \$
Réduction du temps de fonctionnement du marteau piqueur de 41%	38 130 \$
Total	50 028 \$

L'impact financier de l'ensemble des propositions mises en œuvre permettrait d'économiser et de faire une plus-value d'environ **29 210 \$** sur les mois de juillet à septembre soit **18 168 620 F CFA**.

La mine d'or de Houndé sauverait environ **116 840 \$** soit **soixante-douze millions environ (72 000 000 F CFA)** en mettant en œuvre nos mesures correctives, sur une année.

❖ Proposition de réalisation d'un tir témoin

Nous proposons la mise en œuvre de toutes les mesures proposées via un tir témoin. Pour ce faire, le matériel nécessaire et les coûts associés sont consignés dans le tableau ci-dessous.

Tableau XXIV : Coûts du tir témoin

Accessoires du tir	Quantité	Coût unitaire	Coût total
Nombre de trous	100	-	-
Metrage à foré (m)	680	12.63 \$/m	8588.4 \$
Booster utilisés	100	9.14 \$	914 \$
Rionel MS N-20 15m (500ms)	100	7.31 \$	731 \$
Rionel SCX 17ms 6m	16	4.70 \$	75.2 \$
Rionel SCX 67ms 6m	85	4.70 \$	399.5 \$
Rioline shock tube	750	0.32 \$	240 \$
Quantité d'explosif utilisée (kg)	4 960	1.19 \$/kg	5902.4 \$
Bouchon de trous	100	3.38 \$	338 \$
Total	-	-	17 189 \$

Le tir témoin proposé coûtera **17 189 \$** soit dix million six cent quatre-vingt-onze mille cinq cent soixante (**10 691 560 F CFA**) pour une étude estimative d'amélioration de la qualité de la fragmentation d'au moins **27 %** sur la passe supérieure et la passe intermédiaire.

III. RECOMMANDATIONS

L'analyse et l'interprétation des résultats obtenus nous ont permis d'identifier les facteurs influençant la qualité de la fragmentation. Afin de parvenir à son amélioration tout en restant dans une proportion de coûts, des propositions ont été faites et elles concernent l'utilisation d'un nouvel outil pour améliorer la qualité de bourrage et des mesures de contrôle qualité à appliquer sur le terrain. Aussi, nous recommandons,

➤ **Au niveau de la foration :**

De se conformer au plan de forage en :

- S'assurant que non seulement toutes les foreuses disposent des taillants recommandés avant toute opération et aussi que tous les trous du plan soient forés aux positions indiquées ;
- Mesurer les profondeurs des trous forés immédiatement après foration de sorte à vérifier si les profondeurs exigées sont atteintes et corriger si nécessaire.

De plus que l'équipe de forage prenne conscience de l'importance qu'occupe le forage dans la réussite d'un tir.

➤ **Au niveau du dynamitage :**

À l'équipe de minage :

- De procéder avant le chargement au contrôle du paramétrage du camion explosif, en comparant les valeurs des quantités d'explosif demandé et reçu, d'un échantillon recueilli ;
- de respecter le temps de latence entre le chargement et le bourrage ;
- de veiller au respect de la hauteur de bourrage et de la densité pour améliorer l'effet de gaz de l'explosif.

CONCLUSION

En somme, l'objectif de notre travail était de proposer des mesures permettant d'améliorer la qualité de la fragmentation à la fosse de Vindaloo Main.

Pour mener à bien cette étude, nous avons adopté une méthodologie basée sur trois objectifs spécifiques que sont, l'analyse de la qualité de la fragmentation actuelle des tirs ; l'identification des raisons de la qualité insuffisante de la fragmentation et la proposition de solutions adéquates.

De cette étude, nous retenons que les causes principales à la base de la qualité insuffisante de la fragmentation de tir sont le confinement de l'énergie, la distribution insuffisante de l'énergie et la non atteinte des profondeurs et densités planifiés.

Face à ces différents problèmes relevés, nous avons proposé des mesures correctives pour améliorer la qualité de la fragmentation tout en permettant de réduire les coûts de productions. Avec ces améliorations, la mine fera des économies de soixante-douze millions environ (**72 000 000) F CFA** sur une année.

Également des gains considérables seront remarqués au niveau du marteau piqueur et des temps de chargement des excavatrices.

Pour terminer, nous pouvons affirmer que notre objectif général a été atteint au travers des objectifs spécifique, car avec les mesures que nous proposons, la qualité de la fragmentation est améliorée, facilitant les activités de chargement et de transport.

❖ BIBLIOGRAPHIE

Assina FOUFOU (juillet 2019). Mesure de la qualité de tir et prédiction de la fragmentation des roches : cas de la carrière de Djebel Safia ; Mémoire de fin d'études d'ingénieur d'état ; ECOLE NATIONALE SUPERIEURE DES MINES ET DE LA METALLURGIE AMAR LASKRI- ANNABA ;

LILLY CUNNINGHAM C.V.B, 1986. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model: four years on. In Proceedings of the 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, pages 475_487;

CENTRE DE GEOSCIENCES, Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats, Mines Paris, Juillet 2007 ;

DIARRA HAWA YASMINE, (2023), Stratégies d'amélioration de la qualité de tir à la mine d'or de Tongon : Cas de la fosse Sud, TFE ;

M, KOUAKOU EUGENE (2023), Cours de rédaction scientifique, STeRMi INPHB ;

M, NAPON MICHAEL (2023), Cours d'exploitation minière, STeRMi INPHB ;

KUZNETSOV V.M, 1973. The mean diameter of fragments formed by blasting rock. In Soviet Mining, Science, volume 9 (2), pages 144_148, 1973;

Hounde Gold Mine - Mining Technology (mining-technology.com) ;

Amélioration de la qualité de fragmentation des roches fissurées lors de l'abattage à l'explosif dans les mines à ciel ouvert (geotechnique-journal.org).

❖ ANNEXES

Tableau XXV : Tableau récapitulatif des fractures

ID de la fracture	Direction (°)	Direction par rapport au Nord
fr27	112.969	EST SUD-EST
fr28	137.166	SUD SUD-EST
fr29	111.799	EST SUD-EST
fr3	120.722	EST SUD-EST
fr30	131.306	EST SUD-EST
fr31	103.393	EST SUD-EST
fr32	58.563	EST NORD-EST
fr33	30.079	NORD NORD EST
fr34	17.724	NORD NORD EST
fr35	124.839	EST SUD-EST
fr36	42.951	NORD NORD EST
fr37	99.964	EST SUD-EST
fr38	111.696	EST SUD-EST
fr39	112.181	EST SUD-EST
fr4	36.359	NORD NORD EST
fr40	117.145	EST SUD-EST
fr41	58.519	EST NORD-EST
fr42	123.306	EST SUD-EST
fr43	131.762	EST SUD-EST
fr44	81.129	EST NORD-EST
fr45	336.691	NORD NORD-OUEST
fr46	0	NORD NORD EST
fr47	69.438	EST NORD-EST
fr49	134.478	EST SUD-EST
fr5	42.022	NORD NORD EST
fr50	127.046	EST SUD-EST
fr51	93.334	EST SUD-EST
fr52	82.61	EST NORD-EST
fr53	56.508	EST NORD-EST
fr54	28.35	NORD NORD EST
fr55	85.804	EST NORD-EST
fr56	106.826	EST SUD-EST
fr57	51.839	EST NORD-EST
fr58	360	NORD NORD-OUEST
fr59	100.466	EST SUD-EST
fr6	88.867	EST NORD-EST
fr60	10.237	NORD NORD EST
fr61	62.562	EST NORD-EST
fr7	135.432	SUD SUD-EST
fr8	88.599	EST NORD-EST
fr9	93.297	EST SUD-EST

Tableau XXVI : Fichier Excel récapitulatif des paramètres

Fosse de Vindaloo Main		Paramètre initiaux
Rock Properties		
Rock Density	(t/m ³)	2.74
Youngs Modulus (E)	(GPa)	70
UCS	(MPa)	200
Rock Factor A	[0.8 to 21]	5.9
Explosives Properties		
Bulk Explosive Product Name		Rioflex 70/30
Bulk Explosive Product Density	(g/cc)	1.19
Bulk Explosive Product Energy	(MJ/kg)	3.1
RWS		85
Explosive Mass/metre	(kg/m)	12.4
Blast Geometry		
Hole Diameter	(mm)	115
Hole Dip	(degrees)	90
Bench Height	(m)	6
Subdrill	(m)	0.8
Hole Length	(m)	6.80
Drill deviation	(m)	0.47
Stem length / Uncharged Length	(m)	2.8
Charged Length	(m)	4.0
Burden -Design	(m)	2.5
Spacing -Design	(m)	2.8
Total Charge Weight	(kg)	49.4
Tonnes	(t)	115.1

Tableau XXVII : Tableau des récapitulatif des P80 des tirs utilisés

Passe supérieure		Passe intermédiaire		Passe inférieure		Tir
P80(en mm)	n	P80(en mm)	n	P80(en mm)	n	
593.42	2.03	430	1.97	313.61	1.78	Tir 1
578.21	2.1	455.05	1.62	243.51	1.45	Tir 2
613	1.7	505.23	1.93	273.37	1.73	Tir 3
310.79	1.53	391.06	2.2	322.96	2.12	Tir 4
600	1.72	325	1.64	264.31	1.92	Tir 5
375.21	2.47	505.18	1.91	303.94	1.49	Tir 6
508.01	2.18	338	1.79	270.54	1.6	Tir 7
659.52	1.4			199.31	1.6	Tir 8
377.83	2.03					Tir 9
418.19	1.37					Tir 10
339.47	2.12					Tir 11