

İSTANBUL TEKNİK ÜNİVERSİTESİ ★ FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

**BİR BAKIR YATAĞININ BİLGİSAYAR DESTEKLİ AÇIK İŞLETME
TASARIM VE PLANLAMASI**

YÜKSEK LİSANS TEZİ

Hakan ALTIPARMAK

Maden Mühendisliği Anabilim Dalı

Maden Mühendisliği Programı

Tez Danışmanı: Prof. Dr. Selamet Gürbüz ERÇELEBİ

HAZİRAN 2018

İSTANBUL TEKNİK ÜNİVERSİTESİ ★ FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

**BİR BAKIR YATAĞININ BİLGİSAYAR DESTEKLİ AÇIK İŞLETME
TASARIMI VE PLANLAMASI**

YÜKSEK LİSANS TEZİ

**Hakan ALTIPARMAK
(505121007)**

Maden Mühendisliği Anabilim Dalı

Maden Mühendisliği Programı

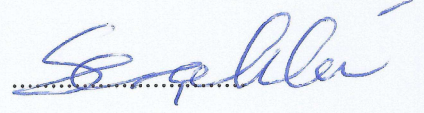
Tez Danışmanı: Prof. Dr. Selamet Gürbüz ERÇELEBİ

HAZİRAN 2018

İTÜ, Fen Bilimleri Enstitüsü'nün 505121007 numaralı Yüksek Lisans Öğrencisi Hakan ALTIPARMAK, ilgili yönetmeliklerin belirlediği gerekli tüm şartları yerine getirdikten sonra hazırladığı "BİR BAKIR YATAĞININ BİLGİSAYAR DESTEKLİ AÇIK İŞLETME TASARIMI VE PLANLAMASI" başlıklı tezini aşağıda imzaları olan jüri önünde başarı ile sunmuştur.

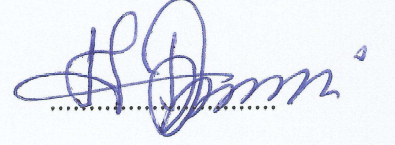
Tez Danışmanı :

Prof. Dr. Selamet Gürbüz ERÇELEBİ
İstanbul Teknik Üniversitesi

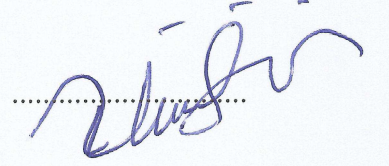


Jüri Üyeleri :

Doç. Dr. Hakan TUNÇDEMİR
İstanbul Teknik Üniversitesi



Doç. Dr. Ümit ÖZER
İstanbul Üniversitesi



Teslim Tarihi : 04 Mayıs 2018
Savunma Tarihi : 06 Haziran 2018





Eşime ve çocuklarıma,



ÖNSÖZ

Tez çalışmalarım süresince ve öğrenim süresince her türlü imkanı sağlayan, mesleki bilgi ve birikimlerini, eleştiri ve yorumlarını esirgemeyen, her konuda çalışmama destek veren danışman hocam Sayın Prof. Dr. Selamet G. ERÇELEBİ'ye, yüksek lisans hayatım boyunca bilgi ve deneyimlerini paylaştan tüm bölüm hocalarıma teşekkürlerimi sunarım. Micromine programını öğrenmemde emeği geçen Murat ÖZKAN' a ve her zaman yanımda olan ve desteğiyle, eğitim hayatıma destek olan Olgun ESEN'e teşekkürü borç bilirim. Bu günlere gelebilmem de en önemli rol sahibi olan annem Deniz ALTIPARMAK' a, babam Sezai ALTIPARMAK'a, sonsuz desteğiyle hep yanımda olan, RWTH Aachen Universitaet' te okumamda bana destek olan eşim Serpil ALTIPARMAK'a, bana şans getiren kızlarım Eylül Almıla ALTIPARMAK ile Tuana Umay ALTIPARMAK'a varlıkları ve kattıkları değer için teşekkür ederim.

Haziran 2018

Hakan ALTIPARMAK

(Maden Mühendisi)



İÇİNDEKİLER

ÖNSÖZ.....	VII
İÇİNDEKİLER	IX
KISALTMALAR	XI
ŞEKİL LİSTESİ.....	XV
ÖZET.....	XVII
SUMMARY	XIX
1. GİRİŞ	1
2. REZERV HESAPLAMA VE NİHAİ SINIR HESAPLAMA YÖNTEMLERİ	7
2.1 Açık Ocak İşletmelerinde Maden Yatağı Modelleme ve Rezerv Hesaplama Yöntemleri.....	7
2.1.1 Önkestirim yöntemi-kriging.....	8
2.1.2 Yakın komşu analizi.....	9
2.1.3 Uzaklığın tersi olarak ağırlıklandırma yöntemi-inverse distance	11
2.2 Açık Ocak İşletmelerinde Nihai Sınır Belirleme Yöntemleri	12
2.2.1 Klasik yöntemler	13
2.2.2 Hareketli koniler yöntemi	18
2.2.3 Lerchs-Grossman algoritması	26
2.2.4 Könisberg dinamik programlama algoritması.....	29
2.2.5 Wright dinamik programlama algoritması	31
2.2.6 Korobov algoritması	31
2.2.7 Maksimum akım algoritması	35
2.3 Madencilikte Kullanılan Tasarım ve Modelleme Programları.....	38
3. BİR BAKIR MADENİ AÇIK İŞLETMESİNİN TASARIMI.....	41
3.1 Bölgenin Özellikleri	41
3.1.1 Topoğrafya	41
3.1.2 Jeolojik yapı	41
3.1.3 İklim özellikleri.....	44
3.1.4 Hidrojeolojik özellikler	44
3.1.5 Hidrolojik özellikler	45
3.1.6 Yeraltı su seviyeleri	45
3.2 Bakır Madeni Açık İşletmesinin Micromine Paket Programı ile Modellenmesi	45
3.3 Veritabanının Oluşturulması	46
3.4 Kesit Oluşturulması.....	48
3.5 Katı Model Oluşturulması	48
3.6 Blok Modelin Oluşturulması	49
3.7 Cevher Özellikleri	50
3.8 Sondaj İstatistikleri.....	51
3.9 Sondaj Kompozit Uzunluk Belirlenmesi.....	52
3.10 Uzaklığın Tersi Yönteminin Uygulanması ve Rezerv Hesabı	53
4. BİR BAKIR MADENİ TASARIMI VE PLANLAMASI.....	55
4.1 En Uygun Ocak Sınırının Belirlenmesi.....	55

4.2 Ocak Tasarımı	57
4.3 Açık İşletme Planlaması	61
4.4 Optimizasyon Üretim Sonuçları	62
4.5 Optimizasyon Finansal Sonuçları	63
4.6 Ekipman Seçimi.....	63
4.6.1 Delici seçimi.....	64
4.6.2 Ekskavatör seçimi	67
4.6.3 Kamyon seçimi.....	68
4.6.4 Diğer makina seçimleri	71
5. TARTIŞMA VE SONUÇ	73
KAYNAKLAR.....	75
EKLER.....	77
ÖZGEÇMİŞ	83



KISALTMALAR

V_w	: Volumes of Waste
V_o	: Volumes of Ore
ISR	: Instantaneous Stripping Ratio
OSR	: Overall Stripping Ratio
NV	: Net Value
EBV	: Economic Block Value
I	: Income
DC	: Direct Cost
IC	: Indirect Cost
SR	: Stripping Ratio



ÇİZELGE LİSTESİ

Sayfa

Çizelge 2.1 : 3-Boyutlu hareketli koniler algoritması örnek adımlaması.....	26
Çizelge 4.1 : Genel eğim açısı sınırlamaları.....	55
Çizelge 4.2 : Madencilik maliyetleri.	56
Çizelge 4.3 : Basamak parametreleri.....	57
Çizelge 4.4 : Konsantre oranı hesaplamada kullanılan parametreler.	61
Çizelge 4.5 : Optimizasyon üretim sonuçları.	62
Çizelge 4.6 : Optimizasyon finansal sonuçları (Toplam ocak).....	63
Çizelge 4.7 : Diğer makine seçimleri.	71



ŞEKİL LİSTESİ

Sayfa

Şekil 2.1 : Bilinen değişik türlerde semivariogramlar	9
Şekil 2.2 : Her noktanın kendisine en yakın topluluğa yerleştirme işlemi.	10
Şekil 2.3 : Bilinmeyen kaydın sınıflandırılması.	10
Şekil 2.4 : Bilinen iki noktadan bilinmeyen bir noktanın kestirimi.....	11
Şekil 2.5 : Maden yatağı üzerindeki açık ocak geometrisi kesiti.	13
Şekil 2.6 : Cevher kütlesi boyunca alınan düşey kesit.....	14
Şekil 2.7 : Kesit üzerinde açık ocak sınırlarının temsili gösterimi.	14
Şekil 2.8 : Nihai ocak sınırı belirlemek için kullanılan dilimler.....	15
Şekil 2.9 : Cevher ve pasa dağılımını gösteren açık ocak nihai sınırları	17
Şekil 2.10 : Blok model (Barnes).	19
Şekil 2.11 : Uygulama için tasarlanan koni.	19
Şekil 2.12 : Uygulama konisinin ilk adımda ki durumu.	20
Şekil 2.13 : Uygulama konisinin ikinci adımda ki durumu.	20
Şekil 2.14 : Uygulama konisinin üçüncü adımda ki durumu.....	21
Şekil 2.15 : Uygulama konisinin dördüncü adımda ki durumu.	21
Şekil 2.16 : Kesitin nihai sınırları.	22
Şekil 2.17 : (3,5,4) konumundaki bloğun kazanımı için gereken en küçük koni.	23
Şekil 2.18 : Hareketli koni yöntemi örneği için 5 kesitteki ekonomik blok değerleri.	24
Şekil 2.19 : Yapılan işlemler sonrasında ocak topoğrafyasının durumu.	25
Şekil 2.20 : Blok modelin başlangıç durumu.	27
Şekil 2.21 : Kümülatif değerlerin gösterimi.	28
Şekil 2.22 : Optimum nihai açık ocak sınırı.	29
Şekil 2.23 : bijak bloğunun arka çevresindeki 12 blok.	30
Şekil 2.24 : Korobov algoritma örnekleme.	33
Şekil 2.24 : Korobov algoritması örnekleme (devamı).....	34
Şekil 2.25 : İki basamaklı ekonomik model.	35
Şekil 2.26 : Blok modelin ağ şema gösterimi.	36
Şekil 2.27 : Ağ şemasının en uygun çözümü.	36
Şekil 2.28 : Örneğin en uygun açık ocak nihai sınırı.	36
Şekil 2.29 : Üç basamaklı blok model örneği.....	37
Şekil 2.30 : Birinci adım için en uygun çözüm.	37
Şekil 2.31 : İkinci ve son adım için en uygun çözüm.	37
Şekil 2.32 : İkinci örnek için en uygun açık ocak işletme sınırı.....	38
Şekil 3.1 : Bölgenin topoğrafyası.	41
Şekil 3.2 : Bölgenin aylara göre sıcaklık ortalaması.	44
Şekil 3.3 : Maden modelleme adımları.....	46
Şekil 3.4 : Sondajların oluşturulması ve gösterimi.	47
Şekil 3.5 : Sondajlardaki cevherin renklendirilmesi.....	47
Şekil 3.6 : Kesitlerin gösterimi.	48
Şekil 3.7 : Oluşturulan katı model.	49

Şekil 3.8 : Oluşturulan blok model.	50
Şekil 3.9 : Bakır Tenör Histogramı.....	51
Şekil 3.10 : Uzaklığın tersi yöntemi ile bloklara değer atanması.	54
Şekil 4.1 : En uygun açık ocak tasarımı.....	56
Şekil 4.2 : Ocak basamak tasarımı ve üretilecek cevher gösterimi.	58
Şekil 4.3 : Ocak basamak ve yol tasarımı.	58
Şekil 4.4 : Ocak tasarımının Kuzey-Güney istikametinde gösterimi.....	59
Şekil 4.5 : Ocak tasarımının Doğu-Batı istikametinde gösterimi.	59
Şekil 4.6 : Kuzey-Güney yönündeki şev açılarının gösterimi	60
Şekil 4.7 : Doğu-Batı yönündeki şev açılarının gösterimi.....	60
Şekil 4.8 : Basamak tasarımı ve patlatma dizayn kesiti.....	64



BİR BAKIR YATAĞININ BİLGİSAYAR DESTEKLİ AÇIK İŞLETME TASARIMI VE PLANLAMASI

ÖZET

Madencilik, büyük ilk yatırım maliyetlerinden dolayı yüksek riskli sektörler arasında bulunmaktadır. Riski en aza indirmek amaçlı, üretim öncesi yapılan planlama ve tasarım süreçlerinin asıl amacı, ilk yatırım maliyetlerini ve risk katsayısını düşürmektir.

Üretim planında, jeolojik ve jeofizik yöntemlerden faydalanılarak, yapılan sondaj verileri sayısallaştırılır ve bu veriler bir madencilik modelleme yazılımı olan Micromine arayüzünde görselleştirilir, ardından kesitler alınarak, katı model oluşturulur. Talepler doğrultusunda üretilmesi planlanan cevherin miktarı ve niteliği, üretim planını doğrudan etkiler. Bu kısıtlar, araştırma verilerinin doğruluğunu, yapılması planlanan işin kalitesini ileriye yönelik arttırmayı hedefler. Bu araştırmalar, gereken altyapıların temelini oluşturmakta ve üretim yöntemi seçiminde karar mekanizmasını oluşturmaya yardımcı olmaktadır. Karar mekanizmasının oluşumunda etkili olan faktörler başlıca, ekonomik model geometrisi, üretim yöntemi ve nihai ocak sınırıdır.

İlerleyen bilgisayar donanım ve yazılım teknolojisi ile geleneksel maden yöntemleri ile hesaplanması ayrıntılı ve zor olan işlemler, günümüzde efektif olarak yapılabilmekte ve senaryolar anlık olarak izlenebilmektedir. Bu zamana karşı neredeyse kayıpsız ve hata payı en az algoritmalar ile elde edilen çıkarımlar, mühendislerin yorumlama yeteneğini arttırmaktadır.

Bu çalışmada, üretilmesi planlanan bir bakır madeninin, jeolojik araştırmalar sonucu elde edilen verilerinin dijitalleştirilerek, günümüzün ekonomik şartlarına göre üretim planlaması ve tasarımı yapılmıştır. Bilindiği gibi açık ocak işletmelerinde tasarımın en önemli kısmı nihai sınır hesaplaması ve ocağın en ekonomik koşullarda üretimini sağlamaktır.

Micromine paket programı ile tasarımı ve planlaması yapılan bu çalışmada 145 adet sondaj verisi dijitalleştirilmiş, üretilebilir rezerv hesaplanmış, tenör dağılımı yapılmış ve nihai ocak sınırı bulunmuştur. Sonuç olarak, ekonomik derinlik bulunmuş, toplam dekapaj ile toplam cevher miktarı hesaplanmış ve işletme ömrü hesaplanmıştır.

Bu hesaplamaların yapılabilmesi için, dijitalleştirilen sondaj verileri, paket program arayüzünde görselleştirilmiş, üretilmek istenen cevher, belirli aralıklar ile dilimlenen kesitlerde çizgi kümeleri ile oluşturulmuştur. Oluşturulan çizgi kümeleri, üçgenleme yöntemi ile katı model haline getirilmiştir.

Sondaj verileri incelendikten sonra, ortalama cevher uzunluğu tayin edilip, kompozit dosyası oluşturularak, istatistik yöntemi uygulanması esnasında hata payı en aza indirilecek yeni veri bankası oluşturulmuştur. Arama elipsoid vasıtasıyla, dalma açısı, kuzey ile olan açısı, elipsoid çapı gibi parametreler üzerinde çalışılarak cevher yönelimi belirlenmiştir.

Oluşturulan katı model 10x10x5 boyutlarında küplere bölünmüş ve oluşturulan bu küplere uzaklığın tersi yöntemi ile değer ataması yapılmıştır. Bu çalışmada, sondaj verileri incelenip, uzaklığın tersi yöntemi ile kriging yöntemi sonuçlarının farkı olmayacağına karar verilmiş ve tenör ataması yapılmıştır.

Ekonomik hedefler doğrultusunda, yapılan hesaplamalar üzerinde değişiklik yapabilme yeteneği Micromine paket programı tarafından sağlanmaktadır. Maliyet ve satış fiyatları girilerek nihai ocak sınırı bulunmuştur.

Bunun yanında jeolojik sınırlamalar, yan kayaç özellikleri göz önünde bulundurularak, nihai ocak sınırı kurulları belirlenmiştir. Bu veriler kullanılarak, basamak tasarımı ve yol tasarımı yapılmıştır.

Yapılan ocak tasarımına göre, üretilmesi planlanan konsantre cevher miktarına göre makina-ekipman seçimi yapılmıştır. Bu veriler sonucunda işletmenin ekonomik modeli oluşturulmuş ve net kar miktarı hesaplanmıştır.

DESIGNING AND MODELLING OF A COPPER ORE DEPOSIT USING MINING SOFTWARE

SUMMARY

Mining sector which is a highly risky because of requiring high investment cost. For this reason, planning and designing phases during pre-production and production may reduce the investment costs and decrease the risk rates.

The first step of production planning consists in evaluating the prospecting, drilling data, geophysical data best known as geological data on plans and cross-sections to create geological solid model and reserve calculation. Taking into account the supply of the reserve economically proper to the market demand based on quality, quantity at most suitable timing concludes the production planning phase. Meanwhile, the search accuracy and quality of job, experimentation a proactive role in arrive the right conclusion. These experiments build the necessary substructure in choosing the production method. According the substructure geometry of economic reserve, production method and optimum pit design are selected.

Mine designing may be conducted by traditional mining production methods as well as by means of developed computer processor capacity by only aim or integrated mining software. Thus, designing processed by computer aid means results in calculation and modelling accuracy, compare different scenarios in short time, easily and speedily change geological database and effective use of quality distribution.

In this study an integrated mining software which is one of the most universally acknowledged mining software Micromine was carried out based on mining area exploration datas to evaluate planning.

Within the scope of this thesis, based on datas from 145 drillings made on the field and using Micromine software drilling database has been obtained for the purpose to determine the producible reserve, quality distribution of the copper ore and determine of the optimum pit limit. As a result, the amount of the reserve and the distribution of orientation and different grade ranges have been identified, the software's contributions to the study of open pit mining design, scheduling production planning has been observed.

After the creating of database of geological data of 3-D drilling were shown in Vizex screen. Then, created a hatch file and chose economical part in drillings graphics. When created the cross-section on drillings, connected the strings and created a solid model of the ore was obtained. This solid model provided to calculate the volume of ore body.

Composite file was created by using drill hole database. Drill hole data of site was evaluated statistically and variogram analysis. And decide to estimation method which one is suitable for this site. In this stage, search ellipsoid has been used. Search ellipsoid was used to find direction of distribution of ore values. Created parameters may provide the change azimuth angle, dip angle, ellipsoid radius, ellipsoid position. And this conclusion showed that which direction to use in estimation calculation.

Then, dimensions of 10x10x5 blocks created using the block model and intersected with solid model which is for the rest of the grade with the inverse distance method appointed. When evaluate the values of drillholes, statistically distribution of copper values is normal distributed. Consequently, Inverse distance method has been chosen instead of Kriging. End of this step, copper grade distribution has been determined.

By changing the mine design for economical targets, by using Micromine software for the production planning, the advantages and benefits of the Micromine was established.

Calculate of optimum pit limit which is required so many parameters such as ore mining cost, waste mining cost, ore dilution value, ore recovery value, ore transportation value, concentration cost value, concentration grade value, concentration recovery value, concentration selling cost value, copper element price values were entered.

On the other hand, important value of determine of optimum pit limit was slope restrictions. Before the determine slope angles, geological conditions, wall rock conditions were examined for consolidate the pit design. Micromine software calculate and gave optimum pit limit according to parameters. Then decide to slope height, slope width, slope angle, design of berms, road width, road angle for create economical pit design.

As conclusion of this project, the grade distribution with Inverse distance method, economical reserve and optimum pit limit were determined, and by means of

possible different pit designs according to economical market values of copper, production costs, sales costs and demand were determined. Affect of Micromine software over mine planning and designing and its advantages are clearly obtained in this study.





1. GİRİŞ

Üretilmesi planlanan maden yataklarının ekonomik olarak değerlendirilmesi son derece önemli bir aşamadır. Önceki yıllarda ekonomik olarak karlılık göstermeyen maden yatakları, talepler doğrultusunda günümüzde ekonomik olarak değerlendirilebilir. Bir maden yatağının en yüksek kazanım ile sürdürülebilmesi için açık işletme veya yeraltı işletme yöntemlerinden hangisinin seçileceğine karar verilmelidir. Bu aşama da ise çeşitli jeofizik yöntemleri ile ön araştırmalar yapılmakta, elde edilen veriler yorumlanarak araştırmaların derinleştirilmesine karar verilmektedir. Daha kesin sonuçlar ise, sondaj kazılarında elde edilen verilerin analiz edilmesi ve sayısal olarak hesaplanması ve bu verilerin bilgisayar destekli maden yazılımlarına girilmesi ile sondajların dijitalleştirilmesi işlemi ile yapılır. Bunlar büyüteç altına yatırılıp sahanın jeolojik yapısı, cevher veya kömürün fiziksel, kimyasal ve mekaniksel özellikleri hakkında bilgi sahibi olunur. Ayrıca bu bilgiler jeostatistiksel araştırmalara ışık tutarak, cevherin kalite dağılımı hakkında fikir sağlamaya yardımcı olur. Dijitalleştirilen veriler ile üç boyutlu maden yatağı model oluşturulması, cevher sınırının belirlenmesi, jeolojik katman konturlarının çizilmesi, maden hesaplanması, işletme yönteminin sahaya uygulanması, ocağın tasarımı yanılma payı en aza indirilerek hesaplanabilmekte ve görselleştirilebilmektedir.

Günümüzde ilk yatırım maliyeti yüksek olan ve yüksek risk taşıyan madencilik yatırımları, iş sağlığı ve güvenliği politikaları, emniyet, sağlık ve reklamasyon gibi harcamalar ile ulusal ve uluslararası artan rekabet koşullarına karşı rekabet edebilmek adına, yenilikçi, düşük maliyetli, gerçek verilere en düşük hata sapması ile yaklaşan yazılım ve yöntemler ile mücadele etmek zorundalardır.

Bu çalışmada, madencilik paket programlarından biri olan Micromine ile bir bakır yatağı modellenmesi yapılmıştır. Burada 145 adet sondajlardan elde edilen veriler ile veritabanı oluşturulmuştur. Belirli aralıklarda alınan kesitlerin perspektif bakış açısıyla görüntüleri incelenmiş ve bu kesitlerin birleştirilmesiyle katı model oluşturulmuştur. Oluşturulan katı model blok modele çevrilmiştir. Oluşturulan bloklara ekonomik değerleri atanmıştır. Ekonomik veriler gözönünde

bulundurulur, Lerchs-Grossman algoritması ile ocağın nihai sınırı tespit edilmiştir. İşletmenin ekonomik olarak işletilebilmesi için, maliyet hesapları yapılmış ve makina ekipman seçim hesaplamaları yapılmıştır.

Bir maden yatağının üretime başlamadan önce, hangi aşamaya kadar, zamanın, cevher yapısının ve jeolojik özellikler göz önünde bulundurulur, daha verimli bir üretim modellemesi yapılabilmesi için günümüze kadar çeşitli yöntemler geliştirilmiştir. Açık ocak madenciliğinin en önemli noktası nihai ocak sınırını hesaplamaktır. Bu, ocağın işletme karını maksimize etmesini sağlayan bir faktördür. Optimum nihai ocak sınırı hesaplamasında birçok parametre söz konusudur. Bu parametreler bilgisayar paket programlarının algoritmaları ile en düşük hata oranı ile hesaplanmaktadır. Ancak, bu algoritmalar iki ana grup altında toplanmaktadır. İlk grup, matematiksel formülasyonlar ile kanıtlanmış ve sonucu doğru kabul edilen algoritmalar, ikinci grup ise sonucu kesin olmamakla birlikte, parametrelerin esnek yorumlanarak, daha hızlı sonuca varan sezgisel algoritmalarıdır. Doğrusal programlama, şebeke yöntemleri ve Lerchs-Grossmann yöntemi kesin sonuç veren algoritmalara, parametrik analiz, korobov algoritması ve hareketli koni yöntemi ise sezgisel algoritmalara örnek verilebilir. Tüm algoritmaların hesapları, işleme adımları detaylıca nihai sınır hesaplama yöntemleri kısmında incelenmiştir.

Dinamik programlama algoritmalarını incelediğimizde, Lerchs-Grossmann algoritması, 1965 yılında Lerchs ve Grossmann tarafından geliştirilen, 2 boyutlu dinamik programlama olarak, matematik yöntemleri ile sonuçlarının kesinliği kanıtlanmış olan ve bilgisayar destekli maden tasarım ve planlama programlarının algoritmasının temelini oluşturan bir algoritmadır (Lerchs ve Grossmann, 1965). Bu algoritma, nihai ocak sınırını, maksimum kar değerini grafik teorisi ile vermektedir. 1971 yılında geliştirilen 3 boyutlu dinamik programlama tekniği Johnson ve Sharp tarafından geliştirilmiştir (Johnson ve Sharp, 1971). Bu teknik Lerchs-Grossmann tarafından geliştirilmiş 2 boyutlu dinamik programlamaya ek olarak 2 kısımdan oluşmaktadır. İlk kısımda, enine kesitler üzerindeki her kat için bulunmuş olan sınırlar içinde kalan bloklardan elde edilen toplam net değer, uzunlamasına kesiti oluşturmaktadır. İkinci kısımda ise, iki boyutlu dinamik programlama tekniği ile uzunlamasına kesit üzerinde optimum nihai sınır üzerinde yapılması gereken rütuş çalışmasının çok az oluşu ve kesitler üzerinde elde edilen nihai sınırların birbirleriyle büyük bir uyum içinde olması, bu tekniği diğer tekniklere göre avantajlı duruma

getirmekte ve bu nedenle yaygın olarak kullanılmasını sağlamaktadır (Kim, 1978). Koenisberg (1982) ile Wright (1989) tarafından geliştirilen Koenisberg algoritması, 3 boyutlu açık ocak tasarımında oluşan problemi dinamik programlama uygulaması ile çözmüştür. Wright (1989) tarafından, Koenisberg algoritması iyileştirme çalışmalarının sonucunda ortaya çıkan, 2 boyutlu dinamik programlama algoritması kullanan ve tüm bloklar üzerinde oluşturulan hareketli koniler kullanan algoritma Wright dinamik algoritmasıdır. Yalçın (1991), üç boyutlu dinamik programlama algoritmasında bazı değişiklikler yapmıştır. Bu değişikliklerden ilki, optimum açık işletme sınır konturlarının bulunması işlemine başlama noktasının saptanmasıdır. Yapılan diğer bir değişiklik ise kesit üzerindeki her kat için optimum nihai sınırın bulunması sırasında açık işletme sınırının daima yer yüzüne ulaşmasının sağlanmış olmasıdır (Yalçın, 1991). Khalokakaie (1999) tarafından şebeke yöntemi, “Yöneylem araştırmalarında tipik problemlerin çözümünde sıkça kullanılan bir yöntemdir.” şeklinde tanımlanmaktadır. Bu yöntemi nihai ocak sınırının belirlenmesinde de kullanmak mümkündür. Şebeke, kaynak ve uçbirim noktası arasındaki blokların birleştirilmesiyle oluşturulmaktadır. Cevher blokları çizilen yaylarla kaynak noktasına bağlanmaktadır. Dekapaj blokları ise aynı şekilde çizilen yaylarla uçbirim noktasına bağlanmaktadır. Ayrıca, her cevher bloğu, genel şev açısı kısıtlamasını yerine getirmek suretiyle üzerinde kalan dekapaj bloklarına çizilen yaylarla bağlanmaktadır. Oluşturulan şebekedeki blokların maksimum kümülatif değerinin analiz edilmesiyle optimum sonuç elde edilmektedir (Khalokakaie, 1999).

Sezgisel algoritmaları incelediğimizde ise, Korobov algoritması, Rus matematikçi olan Korobov tarafından geliştirilmiştir (Korobov, 1974). Gerçek sonuçtan sapmalar gözlemlendiği için uygulanma şansı bulamamıştır. Yöntem, gerek hızlı sonuç üretme, gerekse değişen şev açılarında çalışma açısından başarılıdır. Onur (1995), yayınladığı çalışmayla Korobov algoritmasında mevcut olan mantık hatasını düzeltmiştir. Bu hata, blokların kesişme durumunda pozitif blokların ilk olarak hangi bloklara ödeme yapması gerektiğiyle ilgilidir ve pozitif bloklar üzerinde inşa edilen koniler eğer kesişirler ise ödeme önce ortak olmayan bölgeye yapılması gerektiğini, böylece öncelikle kesişen bloklar tespit edilip, sırası ile birbirlerini kesen bölgeler bulunup ödemelerin buralara yapılması gerektiğini açıklamıştır (Onur, 1995). Hareketli koniler yönteminde ise, ocağın ekonomik değerinin büyük tutulması,

kazılması istenilen bloğu kazmadan önce, üzerinde bulunan tüm blokların kazılmasını kabul edebilir bir şev açısı gerçekleştirmesini belirten bir algoritmadır.

Maden mühendisliği alanında, 1970 senelerinde kullanılmaya başlanan bilgisayarlar, gerek yazılım gerekse donanım olarak talepleri karşılayacak düzeyde olmamasına karşın, yüksek hacimli hesaplamaları yapmak için kullanılmıştır. Ayrıca, fiyat performans oranı düşük olmasından dolayı, sadece belirli kurumların kullanılabilirliği, bu teknolojinin gelişmesini yavaşlatmıştır. Ancak 1980 yıllarında işlemci ve hafıza alanında gelişmeler ve teknolojinin ucuzlaması dolayısıyla, tüm mühendislik alanlarında yazılımsal ihtiyaçların giderilmesi hedeflenmiştir. Bu şartlar altında öncelikle geliştirilen ilk yazılımlar ile analizler ve kısa ve uzun süreli ekonomik modellemeler yapılmıştır. Bu yıllarda geliştirilen Cad programları ve uygulamalar oluşturmaya yarayan, makine dilini yapısal dil arayüzü ile kodlamaya olanak sağlayan yazılımlar, ortaya yeni ihtiyaçları doğurmuştur. Veri depolamaya yarayan hafıza donanımlarının gelişmesi, veritabanı merkezli projeler yapmaya ve bu verilerin geliştirilen algoritmalar ile kullanılabilmesini göstermiştir. Ardından gelişen grafik arayüzleri ile, veriler sanal olarak görselleştirilmiştir. Bu süreçte, donanım teknolojisinin ilerlemesi, paket program yazarlarına ve kullanıcılarına zamandan tasarruf ve hesaplamalarda en düşük hata ile sonuç verme imkanı sağlamıştır. Günümüzde, temeli 1980 lerde atılan, veritabanı merkezli hesaplama yapan, kullanıcıya kabul gören algoritmaları sunan veya kullanıcının istediği fonksiyon girişine olanak sağlayan, bu verileri görselleştiren ve istatistik verilerini sunan yazılımlar kullanılmaktadır. İleriki süreçte, nesnelerin interneti çatısı altında, daha önceden kısa veya uzun süreli planlanan ocak tasarımlarının, üretim performansı, ekonomik nedenler ve talepler doğrultusunda yapılmış olan tasarımda değişiklikler yapabilme yetisi geliştirilip, ve yazılımların bu verilerin kıyaslamasını kullanıcılara sunacağı hedeflenmektedir. Yıllara göre gelişimini ele aldığımızda, 1970 yıllarında, temel hesaplama amaçlı, istatistik hesaplamalarında kullanılabilen yazılımlar, 1980 yıllarında bilgisayar destekli tasarım yazılımlarının gelişmesine ve bunun 1990'lu yıllarda 3 boyutlu görselleştirilebilmesine ve bu süre zarfında, veritabanı kullanımı ve veritabanından veri çekimi ve veri yükleme özellikleri eklenmesi, 2000' li yıllarda, gelişen işlemci kapasiteleri ve yüksek ara bellek kapasiteleri sayesinde, yüksek doğrulukta hesaplamalar ve bu sayede 3 boyutlu hesaplamaları yapabilme yeteneği geliştirilmiş ve günümüzde geliştirilmeye devam

etmektedir. Günümüzde, farklı ekonomik senaryolar ve üretim planlamaları bilgisayar ortamında gerçekleştirilip, var olan durum ile kıyaslama yapabilme olanağı, işletmelerin sürdürülebilir sınırlarını çizmesine olanak sağlar.

Ekonomik madenciliğin temellerini oluşturan yöntemler rezerv hesaplama kısmında incelenmiştir. Ayrıca bu yöntemleri ve bu yöntemler ışığında geliştirilen algoritmaların bir bilgisayar arayüzü ile kullanıcı deneyimine sunan paket programlar irdelenmiştir.





2. REZERV HESAPLAMA VE NİHAİ SINIR HESAPLAMA YÖNTEMLERİ

2.1 Açık Ocak İşletmelerinde Maden Yatağı Modelleme ve Rezerv Hesaplama Yöntemleri

Maden yatakları başlıca geometrik yöntemler, mesafenin tersi ağırlık ilkeli yöntemler ve jeostatistik yöntemler ile modellemesini üç ana başlıkta inceleyebiliriz.

Geometrik yöntemlerin en çok kullanılanı poligon yöntemidir. Çizilen poligonların kapsadığı bloklara poligonun içinde kaldığı sondaj değeri atanır. Ardından, hacmi hesaplanan poligonun, atanan cevher ile yoğunluğu çarpılarak rezerv miktarı hesaplanır.

Mesafenin tersi ağırlık ilkeli yöntemde ise birbirine komşu olan sondajların, aralarında ki mesafenin tanımlanarak formüle edilmesi ve değer atanması planlanan bloğa, onun etrafındaki sondajların ortalama etki ağırlıklarının hesaplanması gerekmektedir.

Jeoistatistiksel yöntemlerde ise sahadan elde edilen verilerin dijitalleştirilmesi ardından bunların istatistik olarak incelemesi yapılır. Maden yatağının iki ve üç eksenli variogram analizleri yapıldıktan sonra, bu verilerin aralarındaki ilişki incelenerek yatak sayısal olarak değerlendirilir. Bu esnada yapılacak işlemlerin doğruluğu tüm projeyi etkileyecek önemdedir. Bu yüzden bu hesaplamalar büyük titizlikle ve tüm olasılıklar göz önünde bulundurularak yapılmalıdır. Ardından cevher yatağı, ölçüleri belirlenen bloklara dilimlenir ve elde edilen variogram verileri kullanılarak bu bloklara değer atanır. Bloklara değer atanırken kriging, n'inci dereceden uzaklığın tersi, en yakın komşu, direk atama ve stringlerden atama teknikleri en çok kullanılan tekniklerdir (Tüylü, 2009). Tüm yapılan bu işlemler ve hesaplamalar, sahada oluşturulan bloğun tenör, rezerv ve pasa gibi bilgileri kapsayarak kimliklendirilmesini sağlar.

2.1.1 Önkestirim yöntemi-kriging

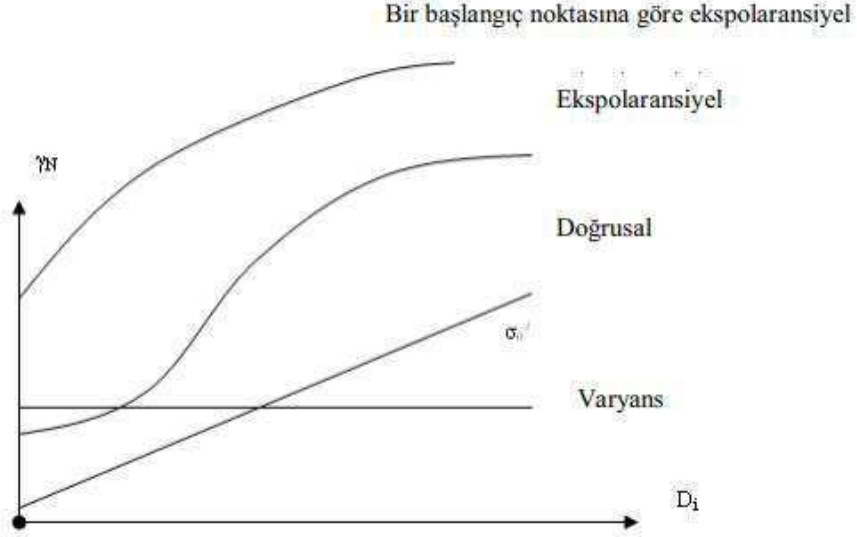
Kriging yöntemi, tahmin yapılması istenen koordinatları belli olan bir noktanın, değişken değerini farklı noktaların doğrusal bir kombinasyon olarak hesaplayan istatistiksel yüzey modelleme yöntemidir. Madencilikte cevher modellenmesinde ve jeolojide yer altı katmanlarının modellenmesinde günümüzün en çok kullanılan yöntemidir. Her tahmin hesaplamasında olduğu gibi kriging yönteminde de hata ihtimali vardır. Bu yüzden bu yöntemin tüm uygulamalarında, hata varyansını hesaplayan $\Sigma P_i \gamma = 1$ ölçütünü kullanarak en az hata payı ile enterpolasyon için en iyi doğrusal denklem sisteminin oluşturulması sağlanır. Hata varyansındaki (γ), semivariogram isminde tanımlanan doğrusal veya doğrusal olmayan grafikler üzerinden elde edilen semivaryans değeridir. Bu yöntem, semivariogram grafiğinin modellenmesi ve semivaryans değerlerinin temel alınarak oluşturulması mümkündür. Kriging yöntemi ise üç farklı metot ile uygulanmaktadır. Noktasal, Genişletilmiş ve Tahmin edilebilen elips parametreleri ile hesaplanan noktasal kriging'dir.

Kriging hesaplamalarında kullanılan grafikler, üç eksenli bir düzlemde, aralarındaki mesafe bilinen iki adet $N(X,Y)$ değişken arasında, aralarındaki mesafenin eşit veya değişik aralıklara bölünerek, bölünmüş parçalara göre jeoit yüksekliklerinin değişimlerinin nasıl olduğunu ifade etmektedir.

Böylece yüzey modellemesi yapılacak bölgede jeoit yüksekliklerinin ara uzaklıklar "i konumunda alınmış yerleştirilmiş bir ölçü, Di lere göre nasıl değiştiğini ifade eden çeşitli tipte semiveriogramlar hazırlanır (Şekil 2.1). Bu grafikten yararlanarak GPS Nivelman kombinasyonu ile elde edilen dayanak noktaları ve jeoit yüksekliği hesaplanacak nokta arasındaki değişik uzaklıkların semivaryansları, dolayısıyla yapay ağırlık değerleri belirlenir. Grafiklerin şu şekilde hazırlanır (Denklem 2.1);

$$\gamma_N = \frac{1}{2} \left\{ \sum_{i=1}^{n-k} (D_i - D_{i+k})^2 \right\} \quad (2.1)$$

genel eşitliği kullanılır. Burada "D_i" i konumunda alınmış yerleştirilmiş bir ölçü ve "D_{i+k}" k aralığında alınmış diğer bir ölçüyü (bu uygulamada yatay mesafeyi) ifade etmektedir (Akçın, 2002).



Şekil 2.1 : Bilinen değişik türlerde semivariogramlar.

Uygulamalarda, yerel modelleme alanındaki aynı doğrultudaki dayanak noktaları arasındaki uzaklıkların değişik varyasyonlardaki incelemeleri ile semivaryanslar elde edilerek ve bu değerler grafik üzerine işlenerek oluşan grafik, bilinen formlara (küresel, ekspolaransiyel, harmonik veya polinom gibi) genellenir (Akçın, 2002).

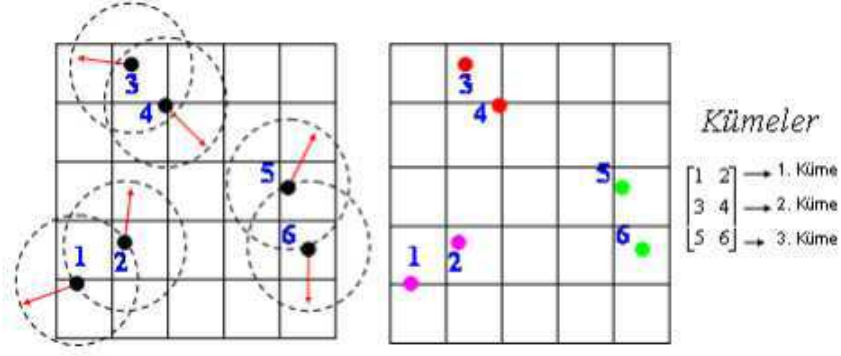
2.1.2 Yakın komşu analizi

Mevcut konumlama veya konumları düzenleme üzerine kullanılan bir yaklaşımdır. Bunlar düzenli halde topluluk oluşturan veya rastgele toplulukların uyumlu veya uyumsuz dağılımlar gösteren noktasal değerlerin ölçülebilmesini sağlar. En yakın komşu yaklaşımındaki ilkeler şunlardır;

Her nokta kendisi ile kendisine en yakın topluluğa yerleştirilmelidir (Şekil 2.2).

Eşik değeri, yeni bir komşuyu veya yeni bir topluluğu belirler.

Tüm noktalar tüm topluluklara dağıtıncaya kadar yerleştirme devam eder.



Şekil 2.2 : Her noktanın kendisine en yakın topluluğa yerleştirme işlemi.

Bilinmeyen bir kaydı sınıflandırmak için (Şekil 2.3)

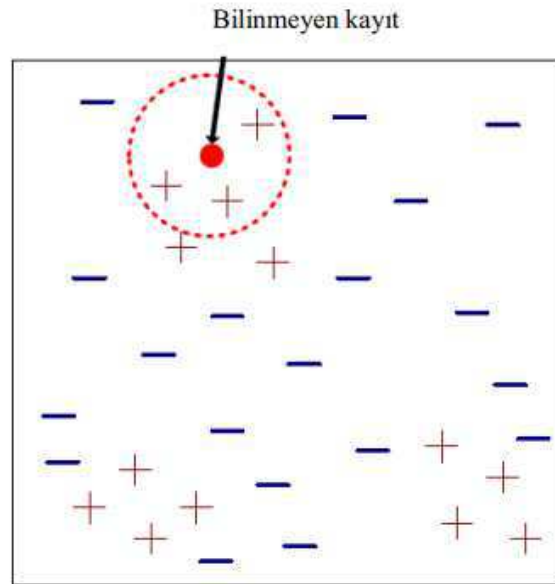
Diğer eğitim kayıtlarına uzaklığın hesaplanması,

İki nokta arasındaki mesafenin öklidyen uzaklık formülü (Denklem 2.2):

$$d(p, q) = \sqrt{\sum_i^n (p_i - q_i)^2} \quad (2.2)$$

k adet en yakın komşunun belirlenmesi,

Bilinmeyen kaydın sınıfını saptamak için en yakın komşuların sınıf etiketlerinin kullanılmasıdır (Kelly ve Davis, 1991).



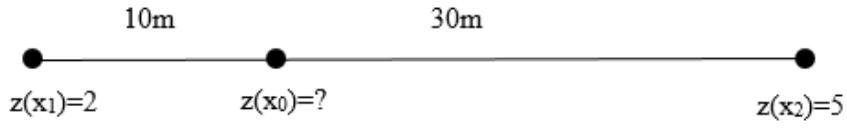
Şekil 2.3 : Bilinmeyen kaydın sınıflandırılması.

2.1.3 Uzaklığın tersi olarak ağırlıklandırma yöntemi-inverse distance

Kestirimde kullanılacak verilere kestirim noktalarına olan uzaklıklarının tersi ile orantılı ağırlıklar verilir (Denklem 2.3).

$$\lambda_i = \left(1/d_i\right) / \left[\sum_{i=1}^n 1/d_i\right] \quad (2.3)$$

Eşitlik 3' te d_i ; kestirilecek nokta ile x_i noktası arasındaki uzaklığı aşağıdaki örnek ile anlatırsak (Şekil 2.4);



Şekil 2.4 : Bilinen iki noktadan bilinmeyen bir noktanın kestirimi.

$$\lambda_1 = (1/10)/[(1/10) + (1/30)] = 0.75$$

$$\lambda_2 = (1/30)/[(1/10) + (1/30)] = 0.25$$

ve kestirim değeri (Denklem 2.4),

$$\begin{aligned} z * (x_0) &= \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(X_i) \\ &= 0.75 \times 2 + 0.25 \times 5 = 2.75 \text{ dir} \end{aligned} \quad (2.4)$$

Kestirim varyansı ise (Denklem 2.5);

$$\begin{aligned} \sigma_K^2 &= 2 \sum_{i=1}^n \lambda_i \gamma (X_o - X_i) - \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n \lambda_i \lambda_j \gamma (X_i - X_j) \\ &= 2 \times (0.75 \times 13.76 + 0.25 \times 20) - (0.75 \times 0.75 \times 0 + 0.75 \times 0.25 \times 20 + 0.25 \times 0.75 \times 20 + 0.25 \times 0.25 \times 0) = 23.16 \text{ dir (Tercan, 2007)}. \end{aligned} \quad (2.5)$$

2.2 Açık Ocak İşletmelerinde Nihai Sınır Belirleme Yöntemleri

Bir açık ocak tasarımında, nihai sınırın belirlenmesi, maden yatağının ekonomik olarak değerlendirilirken projenin süresinin hesaplanmasında etkin rol oynar. Nihai sınırı belirleme çalışmaları ayrıca teknik ve stabilite gibi doğal kısıtlamalar ve engellere karşın, planlanan işleyiş sonlandırıldığında meydana gelen coğrafi oluşumların yeniden kullanılmasına ve ekonomik kazanç sağlamaya imkan sağlamanın yanında, üretim esnasında üretilecek cevher ve pasa miktarının bilinmesine olanak sağlar.

Ocak sınırının asıl amacın ocağın sınır çizgilerini belirlemektir. Bunları belirleme için klasik yöntemler, bilgisayar destekli klasik yöntemler ve bilgisayarlı yöntemler kullanılmaktadır. Bunlar genel olarak ekonomik ocak sınırları, nihai ocak sınırları veya nihai ocak dizaynı olarak adlandırılır.

Ocak sınırlarını belirleme aşamasını tamamlayabilmek için bazı matematiksel yaklaşımlar önerilmiştir. Ancak bu yaklaşımların çoğu bilgisayar yardımı olmadan gerçekleştirilmesi neredeyse imkansızdır. Problemleri yaratan değişmezler başlıca;

- İşletilecek ocağın nihai ocak sınırları
- Maden yatağındaki cevherin rezervi, tenörü veya kalorisi
- Termin doğrultusunda üretilmesi zorunlu bloklar
- Zorunlu bloklardan çıkarılan cevher ve pasa miktarı
- Ekonomik olarak sürdürülebilirliği sağlama zorunluluğu

Açık ocak sınırlarını belirlemek için klasik, lineer programlama, dinamik programlama, grafiksel, heuristic ve parametirizasyon yöntemler gibi daha ayrıntılı metotlar kullanılır. Optimum ocak sınırlarını tanımlamada bu yaklaşımlar kendi başlarına sınırlıdır. Bu yaklaşımlar arasından matematiksel kanıtlara dayanan dört optimizasyon tekniği önemlidir. Bunlar tarihsel olarak sıralanırsa: grafik teorisi Lerchs-Grossmann (1965), dinamik programlama Lerchs-Grossmann(1965), lineer programlama Meyer (1969) ve network akım tekniği Johnson (1968) şeklindedir. Heuristic algoritmalar Lemieux (1968), Marino ve Slama (1972), Philips (1972), Korobov (1974) matematiksel açıdan eksik görülmektedir. Aşağıdaki bölümlerde

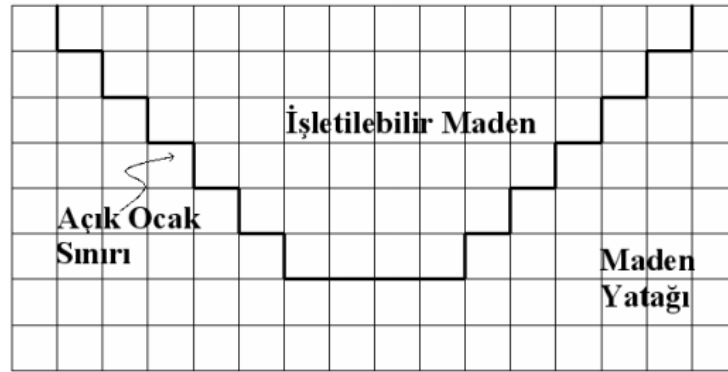
açık ocak dizaynı, optimizasyonu ve sınırlamaları için kullanılan çeşitli algoritmalar tanımlanacaktır (Hustrulid, Kuchta ve Martin, 2013).

2.2.1 Klasik yöntemler

Açık ocak tasarımının klasik yöntem ile yapılması, muhtemel cevher yatağının geometrisinin, ocağın alması planlanan geometrisi ile dikey ekseninde kesiştirilmesi neticesinde ocak geometrisinin kapsadığı cevher miktarın işletilebilir olduğu varsayımına dayanır. İşletilecek ocağın geometrisi, ekonomik faktörlere, projenin süresine ve rekabet endeksine bağlıdır. Bu etkenlere bağlı olarak ocağın geometrisi değişiklikler gösterebilir. Bu yöntemde gerekenler;

- Cevher sınırlarını belirten düşey kesitler, tenör dağılımı ve dekapaj miktarları
- Her kottaki uygun cevher ve atık taslakları
- En büyük ocak şev açısını elde edebilme
- Planlanan ocağın tabanının en küçük yüzey alana sahip olması
- Kotlara göre dekapaj- cevher tenör eğrisinin eldesi

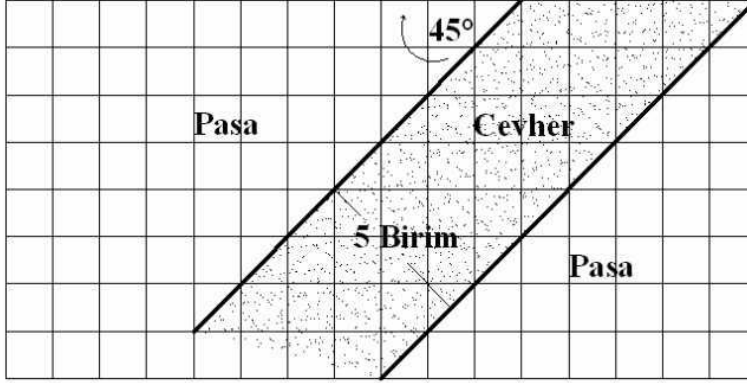
Bir maden yatağının üzerindeki açık ocak geometrisinin düşey kesit olarak gösterimi Şekil 2.5'te gösterilmiştir.



Şekil 2.5 : Maden yatağı üzerindeki açık ocak geometrisi kesiti.

Şekil 2.6' da 45°eğimi bulunan, cevher boyunca alınmış ideal bir kesit gösterilmektedir. Bu kesitte cevheri alt ve üst pasadan ayıran sınırlar belirgin haldedir. Böyle bir cevher kütesinin, yeryüzünün derinliklerine uzandığı farz edilirse, cevher yeraltı işletim yöntemi ile çıkarılabilecektir. Ancak işletmenin

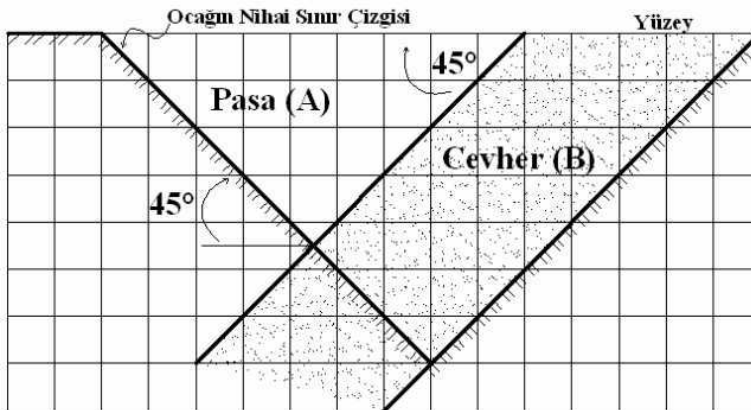
karlılığı göz önüne alındığında açık ocak işletme yöntemi ile üretimin ne kadar derinliğe ulaşıldıktan sonra yeraltı işletim yöntemine geçilmesi gerektiğine karar verilmelidir.



Şekil 2.6 : Cevher kütlesi boyunca alınan düşey kesit.

Açık ocak işletmesinin nihai sınırı Şekil 2.7' de gösterilmektedir. Sol tarafta ocak basamakları ve cevher kütlesinin eğimi 45° 'dir. B olarak gösterilen cevher kütlesini üretebilmek için, A olarak gösterilen pasa çıkarılmalıdır. Açık ocak nihai sınırının tespiti Şekil 2.8' de dilimleme işlemlerinden sonra adım adım incelemeler sonucunda gerçekleştirilecektir.

Hesaplanacak olan bu örnekte, dilimlerin genişliği 1,25 birim(b), kesitin derinliği ise 1 birim(b) olarak alınmıştır. Birinci dilimden başlanarak Pasa (V_w (Volumes of Waste)) ve Cevher(V_o (Volumes of Ore)) hacimleri hesaplanmıştır. Devamında, bu kesitte incelenen dilime ait olarak Anlık Dekapaj Oranı (ISR(Instantaneous Stripping Ratio)) bulunmuştur.



Şekil 2.7 : Kesit üzerinde açık ocak sınırlarının temsili gösterimi.

Hacimler;

Dilim-1:

$$V_{w1}=9.40b^3$$

$$V_{o1}=6.25b^3$$

Anlık Dekapaj Oranı (ISR (Instantaneous Stripping Ratio)),

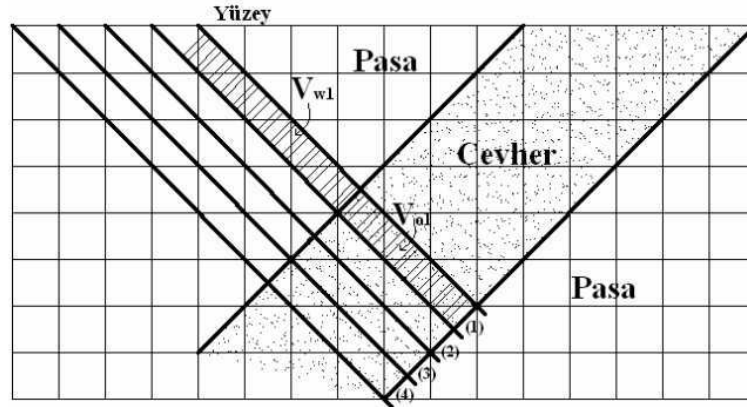
$$ISR_1 = \frac{V_{w1}}{V_{o1}} \text{ olarak tanımlanır.}$$

Buradan,

$$ISR_1 = 1.50$$

Cevherin 1 birim hacminin net gelirinin \$1.9 olduğunu varsayarsak ve dekapaj maliyetinin birim hacim başına \$1 olduğu varsayarsak, Dilim-1 için net kar (net value);

$$NV_1 = 6.25 * \$1.9 - 9.4 * \$1 = \$2.48$$



Şekil 2.8 : Nihai ocak sınırı belirlemek için kullanılan dilimler.

Bu işlemler diğer dilimler için tekrarlandığında,

Dilim-2:

$$V_{w2}=10.50b^3$$

$$V_{o2}=6.25b^3$$

$$ISR_2=1.68$$

$$NV_2=6.25 * \$1.9 - 10.5 * \$1 =\$1.38$$

Dilim-3:

$$V_{w3}=11.80b^3$$

$$V_{o3}=6.25b^3$$

$$ISR_3=1.89$$

$$NV_3=6.25 * \$1.9 - 11.8 * \$1 =\$0.075\approx\$0$$

Dilim-4:

$$V_{w4}=13.10b^3$$

$$V_{o4}=6.25b^3$$

$$ISR_4=1.68$$

$$NV_4=6.25 * \$1.9 - 13.1 * \$1 = -\$1.23$$

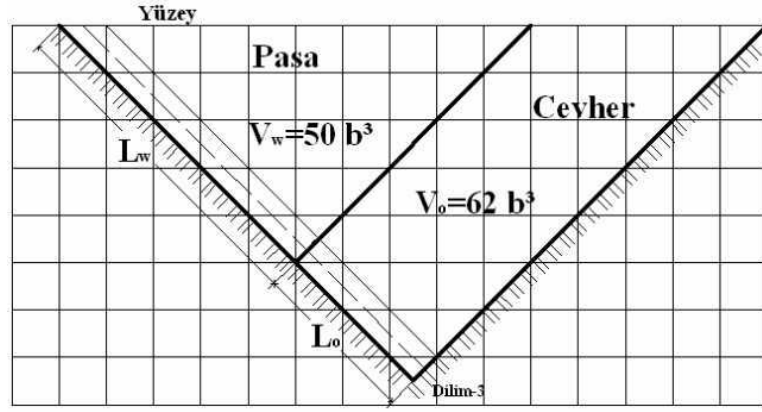
Yukarıdaki hesaplamaların da gösterdiği gibi, yeryüzünden yeraltına doğru ilerledikçe cevherin net değeri değişim göstermektedir. Dilim-3' te bu değer yaklaşık 0 dır. Cevher kütlesinden elde edilecek gelirin, elde etme süresince yapılan harcamalara denk gelmesi noktasına Sınır Dekapaj Noktası denir. Bu nokta, işletmenin Açık ocak işletme yönteminin sınırını belirler. İşletmede uygulanacak olan Sınır Dekapaj oranı(The Breakeven Stripping Ratio) Dilim-3'e bağlı olarak aşağıdaki gibidir.

$$SR_3 = 1.9$$

Bir birim cevherin net değeri \$1.9 olduğuna göre ve 1 birim dekapajın maliyeti \$1 olduğuna göre, 1 birim cevherin kazanılması için 1.9 birim dekapaj kaldırılmalıdır (Şekil 2.9).

Bu kesit için Genel Dekapaj Oranı (OSR(Overall Stripping Ratio)) aşağıdaki formül ile hesaplanır (Denklem 2.6).

$$OSR = \frac{\text{Dekapaj Hacmi}}{\text{Cevher Hacmi}} = \frac{A}{B} \quad (2.6)$$



Şekil 2.9 : Cevher ve pasa dağılımını gösteren açık ocak nihai sınırları.

Bu durumda,

$$\text{Dekapaj hacmi} = A = 50 b^3$$

$$\text{Cevher hacmi} = B = 62 b^3$$

Buna göre,

$$\text{OSR} \approx 0.8$$

Bu oran açık ocak işletme nihai sınırı için belirlenen Anlık Dekapaj (ISR) ile karşılaştırılır.

$$\text{ISR (nihai sınır)} = 1.9$$

Genel Dekapaj Oranı (OSR), nihai sınır için belirlenen Anlık Dekapaj Oranı'ndan (ISR) her zaman daha düşük olmalıdır.

Örnekte verilen kesit için (varsayılan birim kalınlığı dikkate alınarak) net değer(NV) hesaplanacak olursa;

$$\text{NV} = \text{Cevher Hacmi} * \text{Cevherin Net Değeri} - \text{Dekapaj Hacmi} * \text{Dekapaj Maliyeti}$$

$$\text{NV} = B * \$1.9 - A * \$1 = 62 * \$1.9 - 50 * \$1 = \$68$$

Bu hesaplamada bulunan tüm değerler hacim cinsinden ifade edilmiştir. Bu örnekte nihai sınır hesaplanırken, pasa ve cevherin aynı dilim kalınlığı ve genişliğe sahip olmasından dolayı, dekapaj uzunluğu, cevher uzunluğunun 1.9 katı olması gerekmektedir. Bu hesaplamada cevher ve pasa aynı olarak kabul edildiğinden ötürü,

yoğunluk farklılıkları hesaba katılmamıştır. Ancak farklı yoğunlukta olan cevher ve pasa için bu parametre mutlaka göz önünde bulundurulmalıdır.

- Nihai ocak sınırını belirlerken;
- Bir kazı dilimi belirlenir.
- kazı diliminin ticari değeri ile üretim maliyetleri karşılaştırılır.
- Elde edilen net değer pozitif ise açık ocak işletme sınırları genişletilebilir, ancak net değer negatif ise açık ocak sınırları küçültülmelidir.
- Belirlenen kazı dilimi net değeri 0 olduğunda, açık ocak nihai sınırı belirlenmiştir.

Ocak dizayn edilirken, genel, anlık ve sınır dekapaj oranları hesaba katılır. Tenör ve dekapaj oranı değişimini gösteren dekapaj eğrileri, ocak sınır değerinin belirlenmesinin yanında, muhtemel değerlerin öngörülmesine olanak sağlar.

2.2.2 Hareketli koniler yöntemi

Hareketli koniler algoritması açık ocak sınırlarını optimize etmekte kullanılan algoritmalardan biridir.

2 boyutlu hareketli koniler yöntemi;

1. Ocağın toplam değerini en büyük değerde tutmak
2. Satılabilir ürünün ton başına değerini en büyük değerde sağlamak
3. Ocağın ömrünü en uzun süreli sağlamak
4. Ocak sınırları içinde ki cevher içeriğini en büyük miktarda sağlamak (Wright, 1989).

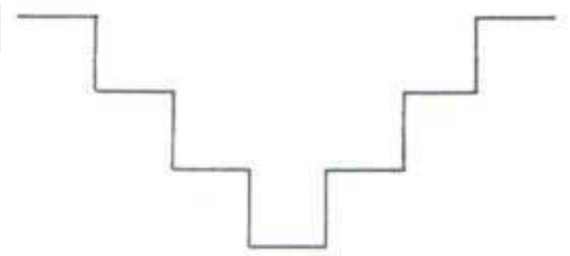
Ocağın toplam ekonomik değerinin büyük tutulması, diğer kriterlere göre genel bir kriterdir ve kazılmak istenilen bloğu kazmadan önce onun üzerinde ki bütün blokların kazılmasını kabul edilebilir bir şev açısı gerçekleştirilmesini belirten bir algoritmadır.

Hareketli koniler yönteminin açıklanması için Barnes ve Johnson (1988) tarafından sunulan 2 boyutlu örnek ele alınacaktır. Şekil 2.10’da blok değerleri verilen örnek bir kesit görülmektedir.

	1	2	3	4	5	6	7
1	-1	-1	-1	-1	-1	+1	-1
2		-2	-2	+4	-2	-2	
3			+7	+1	-3		

Şekil 2.10 : Blok model (Barnes).

Blok geometrisi, her bloğun üzerine bir blok gelmesi için eşit ölçülerde ve şev açısı 45° olacak şekilde dizayn edilmiştir. Bu uygulama için tasarlanan koni Şekil 2.11’de görülmektedir. Ocak sınırının belirlenmesi için sırasıyla;



Şekil 2.11 : Uygulama için tasarlanan koni.

1. Koni, kesitteki blokların tepe noktalarında yatay eksen boyunca sol taraftan sağ tarafa doğru ilerletilir. Eğer pozitif bir blok varsa o bloktan çıkarma işlemi başlatılır.
2. Yapılan yatay eksenin bir sıra aşağıya alınarak aynı işlem tekrarlanır. Pozitif değerli bir bloğa rastlanıncaya dek ilerletilir. Eğer ki pozitif değerli blok alınırken, üzerinde kalan bloklar ile beraber kümülatif değeri negatif değerde olmaz veya sıfıra eşit oluyor ise bu blok çıkartılır. Eğer ki sonuç pozitif veya sıfır değilse, o bloklar kalır ve uygulama konisi pozitif değerli bloğu buluncaya dek ilerletilir.

3. Kesit üzerinde bu koninin soldan sağa ve yukarıdan aşağıya olan işlemleri kümülatif değeri pozitif veya sıfır değerinde blok kalmayınca kadar devam ettirilir.
4. Uygulama konisinde bulunan blokların değerleri toplamı, kesitteki kazanç değerini vermektedir.
5. Genel dekapaj oranı, uygulama koni uygulama sonrasında elde edilen pozitif veya negatif değerlikli blokların sayılarından belirlenir.

Bu adımları Şekil 2.10' daki kesit üzerine uygularsak;

Kesitte toplam 4 adet pozitif değerlikli blok bulunmaktadır. En üst sırada(1,6) konumundaki bloğun üzerinde blok olmadığı ve kendi değerinin +1 olmasından dolayı, çıkarılmasında bir problem yoktur (Şekil 2.12).

-1	-1	-1	-1	-1	+1	-1
	-2	-2	+4	-2	-2	
		+7	+1	-3		

Şekil 2.12 : Uygulama konisinin ilk adımda ki durumu.

Ardından (2,4) konumunda ki bloğun pozitif değerlikli olduğu görülmektedir. Bu konumda ki koninin değeri ise;

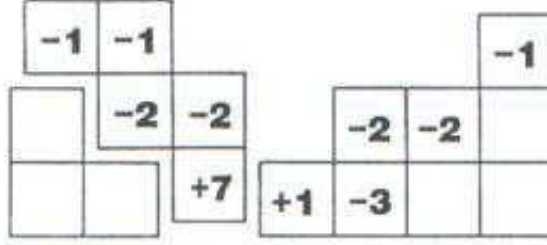
$$-1 -1 -1 + 4 = +1 \text{ bulunur.}$$

-1	-1	-1	-1	-1		-1
	-2	-2	+4	-2	-2	
		+7	+1	-3		

Şekil 2.13 : Uygulama konisinin ikinci adımda ki durumu.

Kümülatif değer pozitif olduğundan ötürü bu blok çıkartılır (Şekil2.13). Üçüncü adımda ise (3,3) konumunda ki bloğun değeri ise

$$-1 -1 -2 -2 +7 = +1 \text{ bulunur.}$$

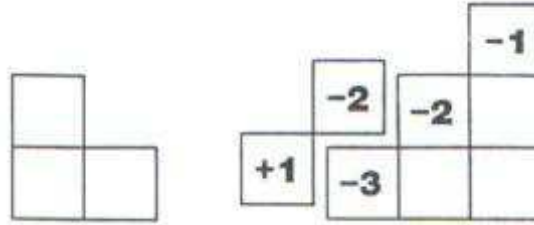


Şekil 2.14 : Uygulama konisinin üçüncü adımda ki durumu.

Ve kümülatif değer pozitif olmasında dolayı blok çıkartılır (Şekil 2.14).

En son adımda ise, (3,4) konumunda ki uygulama konisinin kümülatif değerini hesapladığımızda ise,

$$-2 +1 = -1 \text{ bulunur.}$$



Şekil 2.15 : Uygulama konisinin dördüncü adımda ki durumu.

Kümülatif değer negatif olduğundan bu blok çıkarılması ekonomik olmaz (Şekil 2.15). Şekil 2.16' da ise kesit üzerinde nihai ocak sınırı gösterilmektedir.

-1	-1	-1	-1	-1	+1	-1
	-2	-2	+4	-2	-2	
		+7	+1	-3		

Şekil 2.16 : Kesitin nihai sınırları.

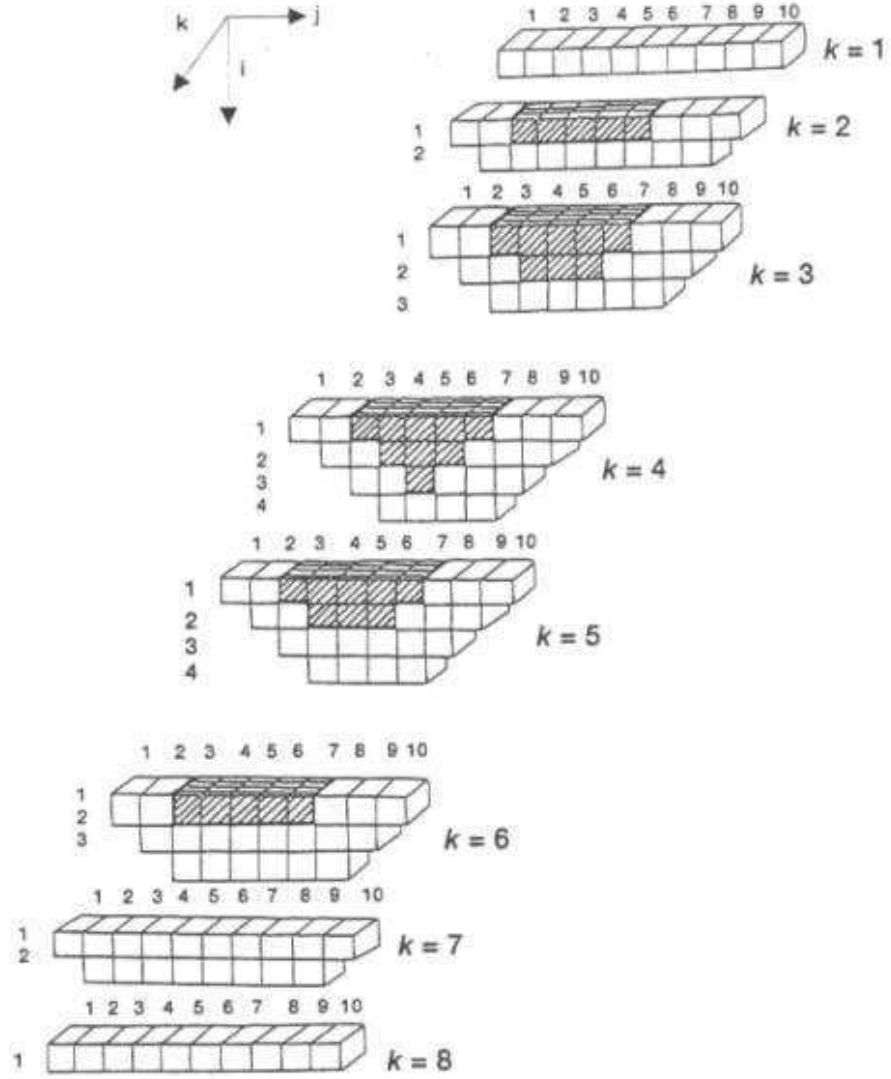
Bu kesitin kümülf değeri ise;

$$-1 -1 -1 -1 -1 +1 -2 -2 + 4 +7 = +3 \text{ bulunur.}$$

Genel dekapaj oranı ise;

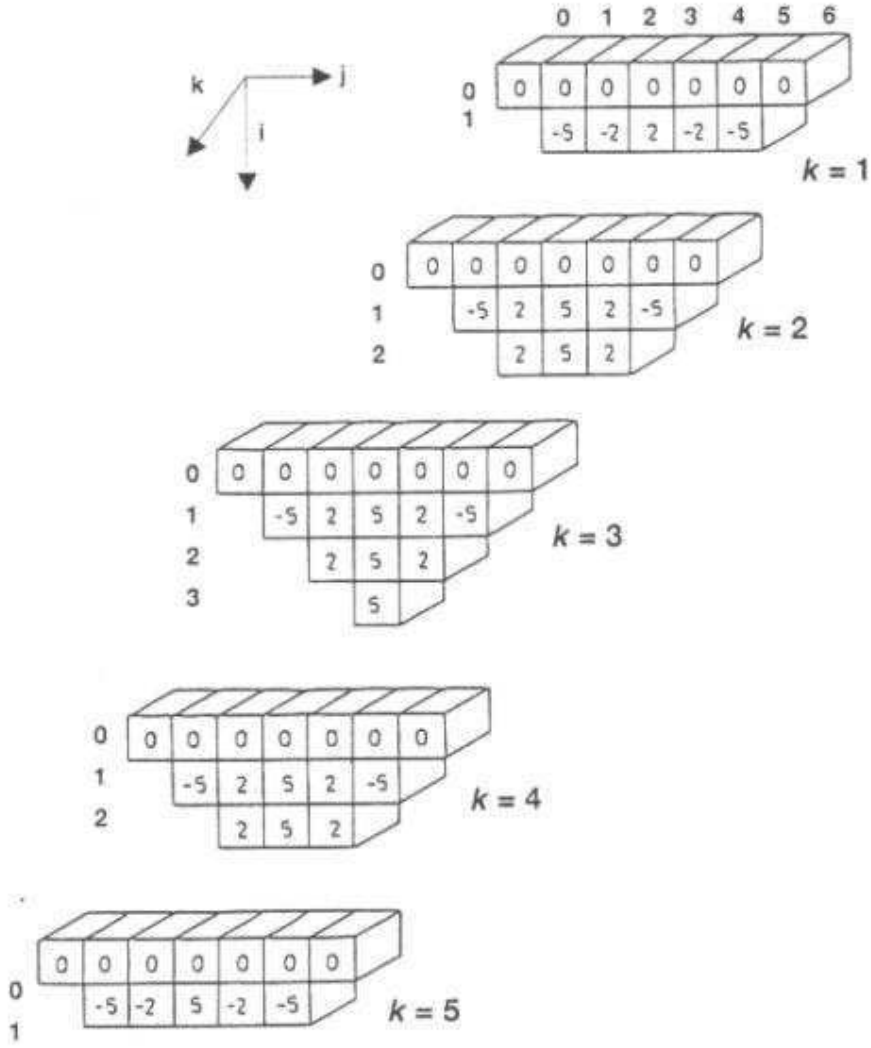
$$SR(\text{Dekapaj oranı}) = \frac{7}{3}$$

2-Boyutlu yöntemlerin 3-Boyutlu yöntemlere geçişinde ocak sınırlarının düzeltilmesine ihtiyaç vardır. Bunun aksine 3-Boyutlu hareketli koniler yöntemi, ocak sınırları üzerinde bir düzeltmeye gerek duyulmadan uygulanabilmektedir (Wright 1989). Şekil 2.17' de $i=3$, $j=5$ ve $k=4$ bloğunun çıkarılması için, tüm yönlerden 45° şev açısı sınırlaması ile elde edilen ve çıkarılması gereken minimum koni boyutları görülmektedir.



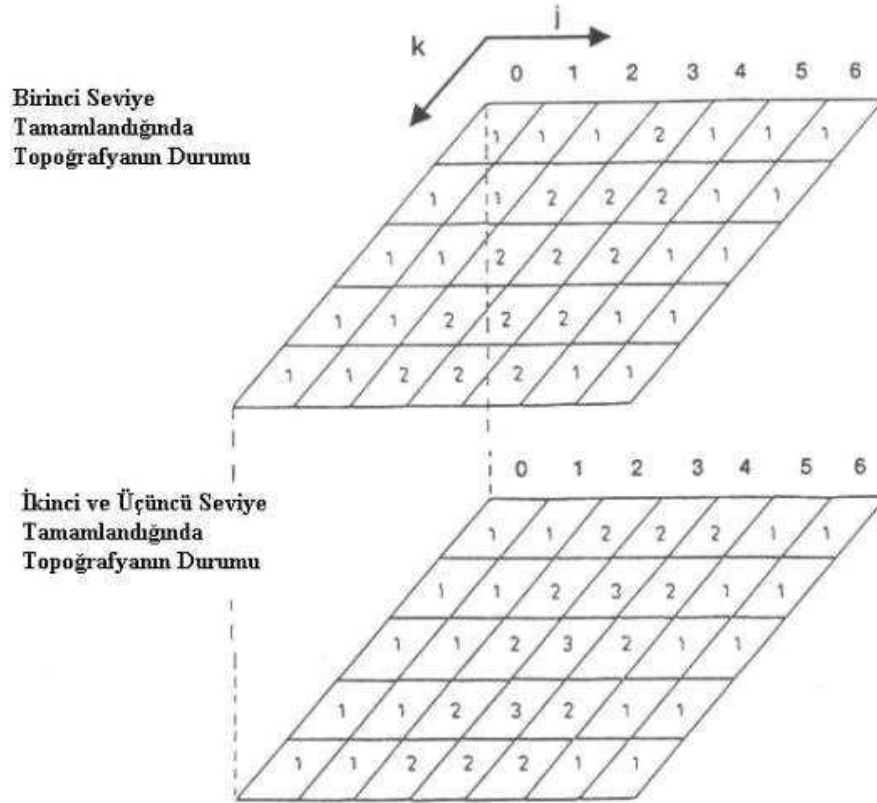
Şekil 2.17 : (3,5,4) konumundaki bloğun kazanımı için gereken en küçük koni.

Nihai ocak sınırını belirlemek için kullanılan yöntemler 2-Boyutlu ve 3-Boyutlu hareketli koniler yöntemindeki ile aynıdır. 3-Boyutlu yöntemi bir örnek ile anlatılabilir (Wright, 1989). Şekil 2.18’de tüm yönlerden 45° maksimum şev açısı sınırlamasıyla 3-Boyutlu koni yöntemi kullanılarak bir ocak tasarlanması gösterilmektedir.



Şekil 2.18 : Hareketli koni yöntemi örneği için 5 kesitteki ekonomik blok değerleri.

Uygulama en üst sırada en soldan, sağ tarafa doğru devam edecektir. Alt sıraya ait bloklar incelenmeden önce üst sırada ki pozitif değerlikli bloklar incelenir. Şekil 2.19'da en üst ve altında ki pozitif değerlikli bloklar çıkarıldığında elde edilen ocağın topoğrafyası gösterilmektedir. İncelenen pozitif değerlikli blokların dizilimi Çizelge 2.1' de gösterilmiştir. Şekil 2.19' da bloklar üzerinde gösterilen sayılar, pozitif değerli koniler çıkarıldıktan kalan blokların "i" değerleridir. (1,3,5), (2,4,4), (3,3,3) bloklarının üzerinde kalan koniler ile oluşan topoğrafya ve ocak incelenmiştir.



Şekil 2.19 : Yapılan işlemler sonrasında ocak topoğrafyasının durumu.

Üçüncü sırada yer alan pozitif blokların koni değeri negatiftir ve bu nedenle (3,3,3) bloğunun oluşturduğu koni bırakılır ve ikinci sıranın tamamlanması ile üçüncü sıranın tamamlanması arasında bir fark olmayacak ve topoğrafyada değişiklik gözlenmeyecektir.

Çizelge 2.1 : 3-Boyutlu hareketli koniler algoritması örnek adımlaması.

İnceleme Sırası	Pozitif Bloklar			Blok Değeri	Koni Değeri	Ocak Değeri
	i	j	k			
1	1	3	1	2	2	2
2	1	2	2	2	2	4
3	1	3	2	5	5	9
4	1	4	2	2	2	11
5	1	2	3	2	2	13
6	1	3	3	5	5	18
7	1	4	3	2	2	20
8	1	2	4	2	2	22
9	1	3	4	5	5	27
10	1	4	4	2	2	29
11	1	3	5	5	5	34
12	2	2	2	2	-15	34
13	2	3	2	5	1	35
14	2	4	2	2	-13	35
15	2	2	3	3	-13	35
16	2	3	3	5	5	40
17	2	4	3	2	-13	40
18	2	2	4	2	-15	40
19	2	3	4	5	1	41
20	2	4	4	2	-13	41
21	3	3	3	5	-33	41

2.2.3 Lerchs-Grossman algoritması

Lerchs ve Grossmann (1965) grafik teorisi ve dinamik programlama tekniklerini kullanarak, bir açık ocağın en uygun sınırlarını belirleme çalışmaları yapmıştır. Bu algoritmanın ana amacı, cevherden elde edilecek toplam gelir ile çıkarılması sürecinde ki maliyetleri arasında en büyük farkı elde etmek ve nihai ocak sınırını tasarlamaktır.

Lerchs-Grossmann algoritmasının kabulleri;

- Verilen her noktada cevherin cinsi, ekonomik değeri ve çıkarma maliyeti bilinir.
- Ocağın geometrisindeki sınırlamalar bilinir (şev açıları ve yüzey sınırları)
- Ana amaç toplam en yüksek kazancı elde etmektir.

Lerchs-Grossmann 3-Boyutlu ocak tasarımı grafik, 2-Boyutlu ocak tasarımı için ise dinamik programlama tekniği kullanmıştır.

Şekil 2.20, Şekil 2.21 ve Çizelge 2.1' de Lerchs-Grossmann 2-Boyutlu ocak tasarımı algoritması gösterilmektedir. Ocak dizaynında kılavuz birimleri u_1 ve u_2 olarak belirtilmiştir. Buna göre ocağın eğimi aşağıdaki formülasyonla açıklanır (Denklem 2.7).

$$\frac{u_1}{u_2} = \tan \alpha \quad (2.7)$$

Her birim dikdörtgen (i,j) için, bloğun ekonomik değeri m_{ij} (EBV(Economic Block Value)) aşağıda tanımlandığı gibidir (Denklem 2.8).

$$EBV = I - DC - IC \quad (2.8)$$

I (Income): Çıkarılabilen ve satılabilen bloğun değeri

DC (Direct Costs): Temel madencilik maliyetleri (çıkarm ve nakliye maliyetleri)

IC (Indirect Costs): Blok başına hesaplanamayan, muhtemel maliyetler (Kaza masrafları gibi)

0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	-2 \$	-2 \$	-4 \$	-2 \$	-2 \$	-1 \$	-2 \$	-3 \$	-4 \$	-4 \$	-3 \$	
	-5 \$	-4 \$	-6 \$	-3 \$	-2 \$	-2 \$	-3 \$	-2 \$	-4 \$	-5 \$	-5 \$	
	-6 \$	-5 \$	-7 \$	+6 \$	+13 \$	-2 \$	-5 \$	-4 \$	-7 \$	-4 \$	-6 \$	
	-6 \$	-6 \$	-8 \$	-8 \$	+17 \$	+8 \$	+5 \$	-6 \$	-8 \$	-9 \$	-7 \$	
	-7 \$	-7 \$	-8 \$	-8 \$	+6 \$	+21 \$	+5 \$	-8 \$	-8 \$	-9 \$	-7 \$	
	-7 \$	-9 \$	-9 \$	-8 \$	-5 \$	+22 \$	-8 \$	-8 \$	-8 \$	-9 \$	-8 \$	
	-8 \$	-9 \$	-9 \$	-9 \$	-8 \$	+10 \$	-9 \$	-9 \$	-9 \$	-9 \$	-9 \$	

Şekil 2.20 : Blok modelin başlangıç durumu.

Şekil 2.20’de görülmekte olan blok model dikey bir kesit üzerinde ekonomik değerleri(m_{ij}) göstermekte ve en üst sırada başlangıç sırası olan ve toplam sonuçların yazıldığı blokları göstermektedir. Şekil 2.21’ de ise blokların düşey doğrultuda toplam değerleri gösterilmektedir. Bu işlem aşağıdaki formülasyon ile yapılmaktadır (Denklem 2.9).

$$M_{ij} = \sum_{k=1}^i m_{kj} \quad (2.9)$$

M_{ij} tek bir (i,j) sütununun kazanımıyla elde edilen ekonomik değeri göstermektedir. Şekil 2.22’ de ise sol üst köşedeki 1. Sütundan başlanarak, ilerlemesi sonucunda her sütunda geçici bir değer olan P_{ij} hesaplanır (Denklem 2.10).

$$P_{ij} = M_{ij} + \max_k \begin{cases} P_{i-1,j-1} \\ P_{i,j-1} \\ P_{i+1,j-1} \end{cases} \quad (2.10)$$

0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
-2 \$	-2 \$	-4 \$	-2 \$	-2 \$	-1 \$	-2 \$	-3 \$	-4 \$	-4 \$	-3 \$		
-7 \$	-6 \$	-10 \$	-5 \$	-4 \$	-3 \$	-5 \$	-5 \$	-8 \$	-9 \$	-8 \$		
-13 \$	-11 \$	-17 \$	1 \$	9 \$	-5 \$	-10 \$	-9 \$	-15 \$	-13 \$	-14 \$		
-19 \$	-17 \$	-25 \$	-7 \$	26 \$	3 \$	-5 \$	-15 \$	-23 \$	-22 \$	-21 \$		
-26 \$	-24 \$	-33 \$	-15 \$	32 \$	24 \$	0 \$	-23 \$	-31 \$	-31 \$	-28 \$		
-33 \$	-33 \$	-42 \$	-23 \$	27 \$	46 \$	-8 \$	-31 \$	-39 \$	-40 \$	-36 \$		
-41 \$	-42 \$	-51 \$	-32 \$	19 \$	56 \$	-17 \$	-40 \$	-48 \$	-49 \$	-45 \$		

Şekil 2.21 : Kümülatif değerlerin gösterimi.

(i,j) sütunlarının en sağından başlanarak, (i+k, j-1) sütunlarının en yüksek değerli olanlarına doğru oklar çizilir.

P_{ij} , 1'den j'ye kadar olan kolonların, (i,j) elementleri içeren uygun ocak sınırları için mümkün olan maksimum katkısını ifade eder. Eğer ilk sıradaki P'nin en büyük değeri pozitif değerde ise, en uygun sınır çizgileri o elementten sola doğru okların takibi sonucu bulunur. Şekil 2.22 'de ilk sırada bulunan en yüksek değer olan +13 örnek ocağın değeridir.

	-2	-2	-4	-2	-2	-1	-2	2	-1	13	←10
X		-8	-12	-9	-6	-3	5	3	17	←8	X
X	X		-25	-11	0	10	8	25	16	X	X
X	X	X		-32	15	-18	34	31	X	X	X
X	X	X	X		0	-39	46	X	X	X	X
X	X	X	X	X		-46	X	X	X	X	X
X	X	X	X	X	X		X	X	X	X	X

Şekil 2.22 : Optimum nihai açık ocak sınırı.

2.2.4 Königsberg dinamik programlama algoritması

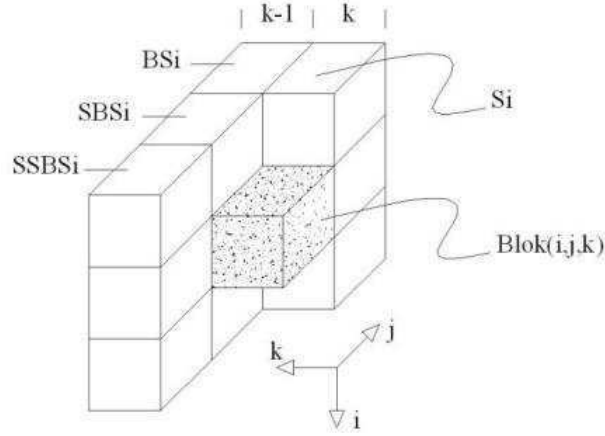
Koenigsberg (1982) ile Wright (1989) 3-Boyutlu açık ocak tasarımında oluşan problemlerini dinamik programlama uygulamasıyla çözmüşlerdir. 2-Boyutlu çalışmalarda, hesaplanması gereken bloğun en fazla iki komşu sütun ile ilişkisi vardır. Ancak 3-Boyutlu çalışmalarda bloğun tüm çevresi hesaba katılır ve dört sütun ile ilişkilendirilebilir. Bu sütunlar ise Königsberg tarafından aşağıdaki şekilde açıklanmıştır;

(j-1, k) sütunundaki Si, i 'nin yan tarafını,

(j-1, k-1) sütunundaki BSi, i 'nin yan tarafının arkasını,

(j,k-1) sütunundaki $SBSi, i$ 'nin yan tarafının, arka tarafının yanını,

(j,k-1) sütunundaki $SSBSi, i$ 'nin yan tarafının, arka yanının, yanını temsil eder.



Şekil 2.23 : b_{ijk} bloğunun arka çevresindeki 12 blok.

Şekil 2.23’ de $b_{i,j,k}$ bloğunun çevresinde bulunan ancak arka kısmındaki en yakın komşu blokları görülmektedir. Arka tarafında bulunan yakın bloklar ile, ocak değeri P_{ijk} , (i,j,k) bloğunda olan ve ona komşu olan bloklar arasında en büyük değeri sağlayan blok ve b_{ijk} bloğu için bloğun kümülatif sütun değeridir. Bu değer aşağıdaki denklem 2.11 ile açıklanmaktadır.

$$P_{ijk} = M_{ijk} + \max \left\{ \begin{array}{l} P_{Si,j-1,k} - P_{SBS(Si),j-1,k-1} \\ + P_{BSi,j-1,k-1} - P_{S(BSi),j,k-1} \\ + P_{SBSi,j,k-1} - P_{S(SBSi),j+1,k-1} + P_{SSBSi,j+1,k-1} \end{array} \right. \quad (2.11)$$

P_{ijk} , en son analiz edilen blok olan b_{ijk} ile ocağın en uygun değeridir. M_{ijk} ise b_{ijk} bloğu için toplam sütun değerini ifade eder. $P_{Si,j-1,k}$ değeri $(j-1,k)$ sütunundaki en yakın komşu bloklardan birtanesinin ocak değeridir. $P_{SBS(Si),j-1,k-1}$ değeri $(j-1,k-1)$ sütunundaki en uygun komşu bloğun ocak değeridir. $P_{BSi,j-1,k-1}$ değeri ise $(j-1, k-1)$ kolonundaki bloğun ocak değeridir.

Eşitlikte bulunan düzeltmeler-negatif terimler $k-1$ kesitinde bulunan bloklar için elde edilmiş olan ocak net değerini belirtmektedir. $k-1$ kesitinde yapılan düzeltmeler, $k-2$ kesitindeki düzeltmeleri gerektirmekte, $k-2$ ise $k-3$ kesitindeki düzeltmeleri olacak şekilde ardışık olarak $k=1$ olana kadar devam etmektedir.

P_{ijk} tüm sütun ve sıralar için hesaplanır ve b_{ijk} bloğu için bulunur. P_{0jk} değerinden başlayarak geri yönde belirtilen komşu bloklar takip edilerek en uygun işletme sınır değeri bulunur ve sonucunda P_{0jk} değeri ocağın en uygun net değeridir. Ancak Könisberg algoritması birbiriyle uyum sağlamayan şev açıları üretebilmektedir. Bazı durumlarda bu algoritmanın uygun sınırları bulamayacağını ispat etmişlerdir.

2.2.5 Wright dinamik programlama algoritması

Könisberg algoritmasını iyileştirme çalışmalarının sonucunda ortaya çıkan, 2-Boyutlu dinamik programlama algoritması kullanan ve tüm bloklar üzerinde oluşturulan hareketli koniler kullanan algoritma Wright dinamik algoritmasıdır. Her bir blok için ocak net değeri (P_{ijk}), bloğun kendisi ve üzerinde oluşturulan koni içerisinde bulunan bloklardan ve blok çevresinde kendisine en iyi uyumu sağlayan komşu bloklardan en iyi net değere sahip olan blok ile hesaplanmaktadır.

P_{ijk} hesaplamaları sırasında bir bloğa ait olan net değer, hesaplamaya birden fazla katılmamalıdır. Bu yüzden hem C_{ijk} hareketli konisi içinde hem de komşu açık ocak sınırlarının net değeri olan $P_{i-1,j\pm 1,k}$, $P_{i,j\pm 1,k}$ ve $P_{i+1,j\pm 1,k}$ içinde kalan bütün M_{ijk} blok net değerleri P_{ijk} değerinden çıkarılmalıdır.

Aşağıdaki denklemde bu işlem formüllendirilmiştir (Denklem 2.12).

$$P_{ijk} = C_{ijk} + \max \begin{cases} IP_{i-1} - IM_{i-1} \\ IP_i - IM_i \\ IP_{i+1} - IM_{i+1} \end{cases} \quad (2.12)$$

P_{ijk} : b_{ijk} bloğu için en uygun ocak net değeri
 C_{ijk} : b_{ijk} bloğu üzerindeki minimum hareketli koni değeri
 IP_L : $b_{L,j-1,k}$ bloğu üzerindeki $P_{L,j-1,k}$ değerine eşit olan değer ($L=i-1, i, i+1$ için)

IM_L : $b_{L,j-1,k}$ bloğu üzerindeki ocak sınır ile $b_{i,j-1,k}$ üzerindeki koninin kesişim bölgesindeki yer alan blokların net değerlerinin toplamı ($L=i-1, i, i+1$ için) $L=i+1$ olduğu zaman $P_{i+1,j\pm 1,k} \cap C_{ijk} = C_{ijk}$ olur. Bu durumda eşitlik aşağıdaki hale gelmektedir (Denklem 2.13).

$$P_{ijk} = C_{ijk} + \max \begin{cases} IP_{i-1} - IM_{i-1} \\ IP_i - IM_i \\ IP_{i+1} - C_{ijk} \end{cases} \quad (2.13)$$

2.2.6 Korobov algoritması

Korobov algoritması, pozitif blokların bulunduğu bir üretim konisinde koni içerisinde bulunan pozitif blokların negatif veya sıfır değerlikli bloklara atanmasını sağlayan koni tabanlı bir algoritmadır (Dowd, 1994).

Korobov algoritması, üretim konisi vasıtasıyla, tüm cevher yatağını tarayarak, pozitif değerdeki bloklardaki değerleri, sıfır veya negatif değerlikli bloklara atama yapması sonucunda, koni değeri pozitif çıkması durumunda uygun bir çözüm seti üyesi olarak

hesaplamaları yapmaya olanak sağlar. Ancak boş olmayan üretim konisi, çözüm setine eklendiğinde, varolan bloklara atanan değerler ile baştan başlar. Fakat koni boş ise, pozitif değerlikli bloklar çözüme eklenir ve algoritma bir sonraki satırda tekrar işleme başlar.

Korobov algoritması, anlaşılabilmesi için tüm yönlerde 1:1 açıyla ve iki eksenli basit bir kesit örneği ile Şekil 2.24' de gösterilmiştir. Blok model içindeki sayılarından üst kısımda olan blok numarasını, alt kısımda olan ise blok değerini ifade eder.

Algoritmaya başlandığında ilk sırada bulunan 1, 5, 6, 9, 10 ve 11 numaralı bloklar, 1. Satırdan alınır ve elde edilen değer çözüme eklenir, ardından 2. Satırdaki bloklar çözüme eklenir. Bu esnada üretim konisi değeri +6 olarak kabul bulunur (Şekil 2.24 1.adım).

2.satırdaki 12, 17, 18, 19 numaralı bloklar kendi üretim konileri içindeki negatif değerlikli koni içindeki bloklara atama yaparak 0 değerine ulaşırlar. Bu işlem, tüm pozitif değerlikli bloklar bitene kadar devam etmektedir. Şekil 2.25'de 11. Adım da koni değeri olana kadar pozitif bloklardan değer ataması yapılmış ve kalan blokların yerleri ve değerleri izlenmektedir. Korobov algoritması her zaman optimum çözümü verme garantisi vermez.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	1	-1	-1	-1	1	1	-2	-2	1	1	1
2		12	13	14	15	16	17	18	19	20	
		2	-1	-1	-1	-1	1	1	1	1	
3			21	22	23	24	25	26	27		
			-2	-1	2	2	-1	-1	-1		
4				28	29	30	31	32			
				-1	-1	4	4	4			
1.Adım	$S= 1+1+1+1+1 = 6$										
	2	3	4			7	8				
	-1	-1	-1			-2	-2				
	12	13	14	15	16	17	18	19	20		
	2	-1	-1	-1	-1	1	1	1	1		
2.Adım	$S= 6+1= 7$										
	2	3	4			7	8				
	0	0	-1			0	-1				
	12	13	14	15	16	17	18	19	20		
	0	-1	-1	-1	-1	0	0	0	1		
3.Adım											
	2	3	4			7	8				
	0	0	-1			0	-1				
	12	13	14	15	16	17	18	19			
	0	-1	-1	-1	-1	0	0	0			
			21	22	23	24	25	26	27		
			-2	-1	2	2	-1	-1	-1		
4.Adım	$S= 7$										
	2	3	4			7	8				
	0	0	0			0	-1				
	12	13	14	15	16	17	18	19			
	0	-1	0	0	0	0	0	0			
			21	22	23	24	25	26	27		
			-2	-1	0	0	-1	-1	-1		
5.Adım											
	2	3	4			7	8				
	0	0	0			0	-1				
	12	13	14	15	16	17	18	19			
	0	-1	0	0	0	0	0	0			
			21	22	23	24	25	26	27		
			-2	-1	0	0	-1	-1	-1		
				28	29	30	31	32			
				-1	-1	4	4	4			

Şekil 2.24 : Korobov algoritma örnekleme.

6.Adım	S= 7+0 = 7							
	2	3	4			7	8	
	0	0	0			0	0	
	12	13	14	15	16	17	18	19
	0	-1	0	0	0	0	0	0
		21	22	23	24	25	26	27
		-2	-1	0	0	0	-1	-1
			28	29	30	31	32	
			-1	-1	2	4	4	
7.Adım	S= 7+1 = 8							
	2							
	-1							
	12	13						19
	2	-1						1
8.Adım	S= 8+1 = 9							
	2							
	0							
	12	13						
	1	-1						
9.Adım	S= 9							
		13						
		-1						
		21	22			26	27	
		-2	-1			-1	-1	
			28	29		31	32	
			-1	-1		4	4	
10.Adım	S= 9+3+3= 15							
		13						
		-1						
		21	22			26	27	
		-2	-1			0	0	
			28	29		31	32	
			-1	-1		3	3	
11.Adım	S= 15							
		13						
		-1						
		21	22					
		-2	-1					
			28	29				
			-1	-1				

Şekil 2.24 : Korobov algoritması örnekleme (devamı).

Korobov algoritması basitliği ve hesaplama zamanının azlığı nedeni ile LerchsGrossmann algoritmasına alternatiftir. Fakat bazı düzenlemelerin yapılması gereklidir. Pozitif değerlikli bir blok atama yapıldıktan sonra pozitif kalırsa, bloğun içinde olduğu üretim konisinin içindeki bloklara başka bir üretim konisinin blok değerleri tarafından atama yapılıp yapılmadığı kontrol edilir. Böyle bir değer ataması yapılmamışsa blok ve üretim konisi çözüme eklenir. Koniye değer atayan başka koninin bloğu bulunuyorsa, komşu bloklara hiçbir atama yapılmadan önce komşu olmayan bloklara atama yapılması şeklinde tekrardan değer ataması yapılır (Dowd, 1994).

2.2.7 Maksimum akım algoritması

İlk örnekte, iki basamaklı, her yönden 1:1 eğimli ve blok değerleri içerisinde yazılı olan model Şekil2.25 üzerinden maksimum akım yöntemi ile açık işletme nihai sınır tespiti açıklanmaktadır. Blok (2,3)' ü kazabilmek için (1,2), (1,3) ve (1,4) blokları öncelikle kazılmalıdır. Şekil2.26'da problemi çözmek için ağ şeması verilmiştir. Blokları ağ şemasına dönüştürmek için,

Ağ şemasının sol kısmına pozitif değerlikli, sağ kısmına ise negatif değerlikli bloklar yerleştirilir.

Pozitif değerlikli bloklar S, negatif değerlikli bloklar T sanal Düğüm noktalarına bağlanır.

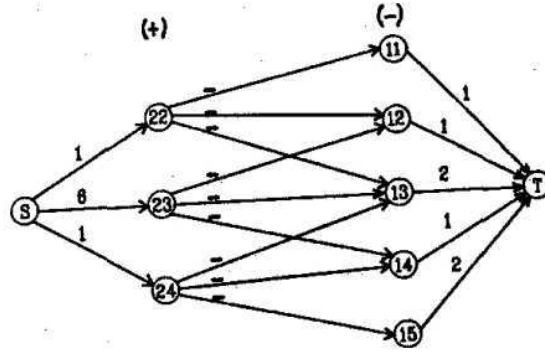
Düğüm noktaları arasındaki arkların kapasiteleri blokların mutlak ekonomik değerleridir.

Pozitif değerlikli ve negatif değerlikli bloklar arasındaki arkların kapasiteleri ise sonsuzdur (Barnes veJohnson, 1988).

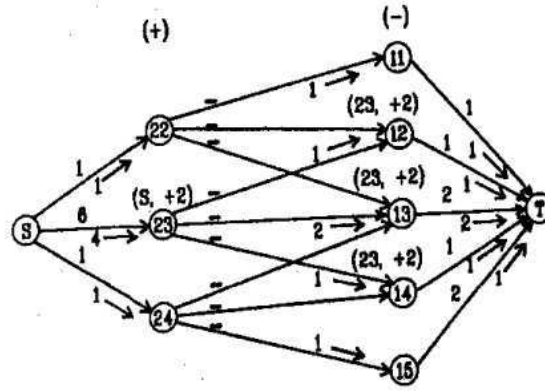
	1	2	3	4	5
1	-1	-1	-2	-1	-2
2		1	6	1	

Şekil 2.25 : İki basamaklı ekonomik model.

Maksimum akım algoritmasının ana amacı, açık işletme nihai sınırını toplam ekonomik değeri maksimize edecek şekilde bulmaktır. Şekil 2.27' de, arklar üzerinde ki akım sonuçları ve düğüm noktalarının etiketlenmiş hali görülmektedir.

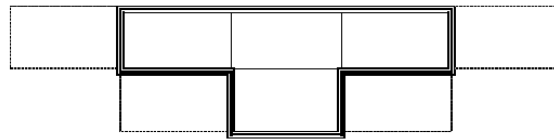


Şekil 2.26 : Blok modelin ağ şema gösterimi.



Şekil 2.27 : Ağ şemasının en uygun çözümü.

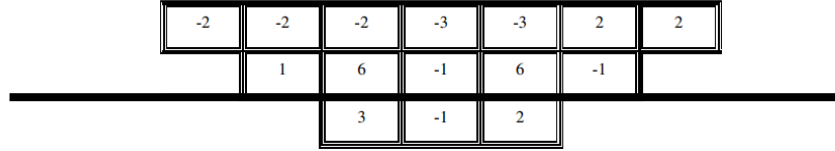
Şekil 2.28’ de gösterilen Ağ şemasında etiketlenmiş olan blokların kazılması ve etiketlenmemiş olan blokların ise kazılmadan bırakılması ile en uygun açık işletme nihai şekli elde edilecektir.



Şekil 2.28 : Örneğin en uygun açık ocak nihai sınırı.

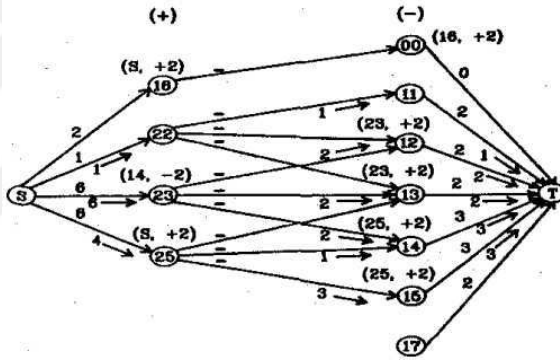
Şekil 2.29’ da görülen 3 basamaklı örnekte ilk basamak pozitif değerlikli blok içermektedir. Bu yüzden bu pozitif değerlikli blok sol taraftaki pozitif değerlikli bloklara dahil edilir. Sağ taraftaki negatif değerlikli bloklara ise sanal bir düğüm noktası ilave edilerek bağlanır. İki adetten fazla basama olduğu durumlarda, önce ilk

iki basamak çözülür ve daha sonra üçüncü basamak eklenerek çözüme devam edilir, etiketlenmiş bloklar(kazılma sonucuna varılan) modelden çıkarılarak, kalan bloklar ve üçüncü basamak ilave edilerek yeni bir ağ şeması oluşturulup, çözüme devam edilir.

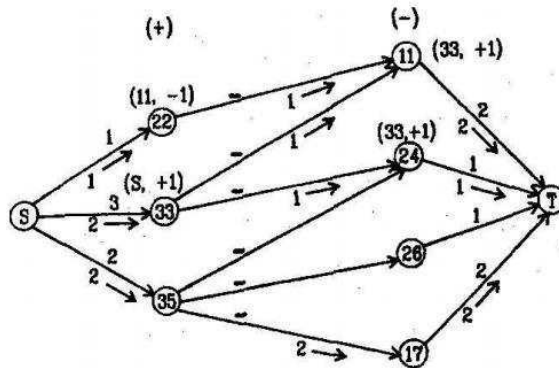


Şekil 2.29 : Üç basamaklı blok model örneği.

İkinci örnekte yapılan, birinci adımın çözümü Şekil 2.30' da ikinci adımın çözümü Şekil 2.31' de verilmiştir.

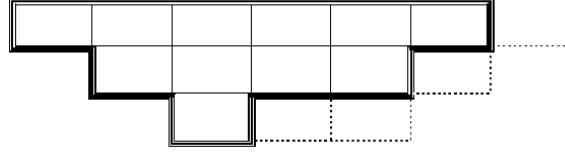


Şekil 2.30 : Birinci adım için en uygun çözüm.



Şekil 2.31 : İkinci ve son adım için en uygun çözüm.

Nihai çözüme uygun olarak açık işletmenin alacağı son şekil Şekil 2.32' de gösterilmiştir.



Şekil 2.32 : İkinci örnek için en uygun açık ocak işletme sınırı.

3-Boyutlu blok modelde çözüm yönteminin 2-Boyutlu blok modele göre farkı, bloklar üçüncü boyutta modele eklenir ve şev açıları göz önünde bulundurularak ağ şeması oluşturulur.

2.3 Madencilikte Kullanılan Tasarım ve Modelleme Programları

Günümüzde ilerleyen bilgisayar teknolojik altyapısı ve gelişen algoritmalar sayesinde, paket programlar sayesinde, yüksek hacimli matematik hesaplar, hızlı ve güçlü işlemciler sayesinde çok daha hızlı ve güvenilir yapılmaktadır. Bu nedenle madencilik gibi önyatırım maliyetleri çok yüksek olan sektörler, araştırma sürelerini ve ekonomik belirsizlik oluşturacak hesaplama hatalarını eskiye nazaran daha az yapmak amaçlı bu yazılımları kullanmaktadırlar. Madencilik yazılımları, uzun süreçler sonrasında üretim yapmayı planlayan veya üretim yapan firmalar tarafından, farklı ekonomik senaryolar veya farklı üretim yöntemleri deneyerek işletme üzerinde yeteneklerini geliştirebilir, detaylandırmak istenen özellik üzerine yeteneklerini geliştirebilirler.

Madencilik sektöründe bilinen bir program olan Surpac, Lerchs-Grossmann algoritma tabanlı optimizasyon hesabı yapabilen bir yazılım pakettir. Ayrıca, yerüstü üretim yöntemi ve yeraltı üretim yöntemi tasarlanabilmektedir. Program hem metal hem de metal olmayan madenlerin jeostatistiksel hesaplamalarını yapabilmektedir. Ancak sedimanter yataklar için daha farklı yazılım ile bu alanda farklılık yaratmayı amaçlamışlardır. 3Ds firmasının geliştirmiş olduğu ayrıca, jeologlar için geliştirilen GEMS paket programının kullanıcı arayüzü olarak Surpac'tan farkı yoktur. Onu alanında ayrı kılan, oluşturulan veritabanı üzerinde, jeologların ortak veritabanı olarak çalışabilmesi, beyin fırtınası sonucu meydana

gelen fikirlerin her birey tarafından düzeltilebilmesi ve yorumlanabilmesi özelliğidir. Bu özellikten dolayı göreceli ve kişisel hatalar en düşük seviyeye iner. Firma tarafında geliştirilen Minex paket programı ise uzmanlık alanı sedimanter yataklar için, özellikle kömür madenleri için geliştirilmiş paket programıdır. Bu programda surpac ile yapıldığı gibi oluşturulan blok modele ayrı ayrı kompozitleme işlemi ile değer ataması yapılmaz. Bu yönden daha kesin ve daha hızlı sonuç vermeye yardımcı olur.

Minesched paket programı, Surpac, Gems veya Minex ile tasarlanan ve optimizasyonu yapılan maden yatağının, kısa ve uzun süreli üretim modellemesini hesaplar ve bunu animasyon ile daha anlaşılır bir şekilde kullanıcıya sunar. Uzun süreli maden projelerinde günlük ilerleme raporlamasında kullanılır.

Whittle paket programı, 3Ds firmasının geliştirmiş olduğu bu özel algoritma ile, tasarlanan projenin doğruluğu bir bakıma kontrol edilmesi amacıyla üretilmiştir. Whittle, ekonomik olarak ve en uzun süreli maden tasarımı kendi yapar. Burada kendi fikrini eklemek isteyen kişilere de olanak sağlayıp, karşılaştırma yapmaya izin verir.

Jeofizik ve jeoloji alanında daha çok kullanılmakla birlikte maden için geliştirilen RockWorks, sondaj verileri girildikten sonra, modelleme imkanı sunar. Rockware firmasının jeostatistik için geliştirdiği GS+, harita için geliştirdiği Surfer bilinen ürünleridir.

Arcgis, Esri firması tarafından geliştirilen, jeolojik haritalama programıdır. Yön, rota tayini, lojistik gibi alanlarda kullanılmasının yanında coğrafi kodlama ve bölgesel analiz yapabilme imkanı sunan bir yazılımdır.

Maptek firması tarafından geliştirilen, Arcgis programı ile uyumlu olan Vulcan paket programı, maden tasarımı yapmakta kullanılan bir paket programıdır. Firmanın geliştirmiş olduğu Minesuite, Vulcan programı ile tasarlanan ocağın, yönetimi, üretim planlamasını planlayan ve takip eden yazılımdır. I-site, sensörler ve kameralar ile ocağın durumunu takip eden ve raporlayan, problem olması muhtemel yerlerde kullanıcıları önceden uyararak için tasarlanan bir programdır.

Mintec firması tarafından geliştirilen Minesight programı, sondaj verilerinin dijitalleştirilmesi sonucunda katı model, istatistiksel yaklaşım ile blok değer atama ve ocak tasarımı yapma olanağı sağlayan paket programıdır. Minesight programına bağlı

beya bağımsız olarak çalışabilen Minesight Compass, kullanıcıya girilen veriler üzerinde farklı yaklaşımlar yaparak, etkileri gözlemlemeye imkan tanır.

Datamine, jeolojik veri yönetimini sağlayan ve maden ocak tasarlama imkanı sunan bir paket programdır. Datamine Studio3, tasarlanan maden ocağından görsel olarak tesis ile kazıcı taşıyıcı ekipman ile arasında ki ilişkiyi analiz etmek için kullanılmaktadır. Underground Mine2-4D, yeraltı maden ocağı planlamak için kullanılmaktadır. Mine2 4D Open-Pit, Whittle ile benzer algoritma kullanarak, hesaplanan veriler doğrultusunda, ekonomik üretim planı yapmaktadır.

Micromine, bu tez çalışmasında olduğu gibi tüm maden tasarım işlemlerini yapmanıza olanak sağlayan bir paket programdır. Firmanın geliştirmiş olduğu Pitram, Whittle ile benzer algoritma kullanarak, hesaplanan veriler doğrultusunda, ekonomik üretim planı yapmaktadır. Bu modül ekonomik olarak yapılan hesaplamaların ve modellemelerin doğruluğunu sağlama amaçlı kullanılmaktadır. İşletmeyi en ekonomik ve sürdürülebilir olarak işletme planlamaya yardımcı olur. Geobank, veri bankası oluşturmaya yarayan, mevcut veritabanını, üretim ile ilerleme sonucunda yapılan araştırmalarla zenginleştiren paket programdır. Jeolojik veri jeofizik araştırmaların ve madenden elde edilen verilerin toplanıp analiz edilmesini sağlayan bir paket programdır.

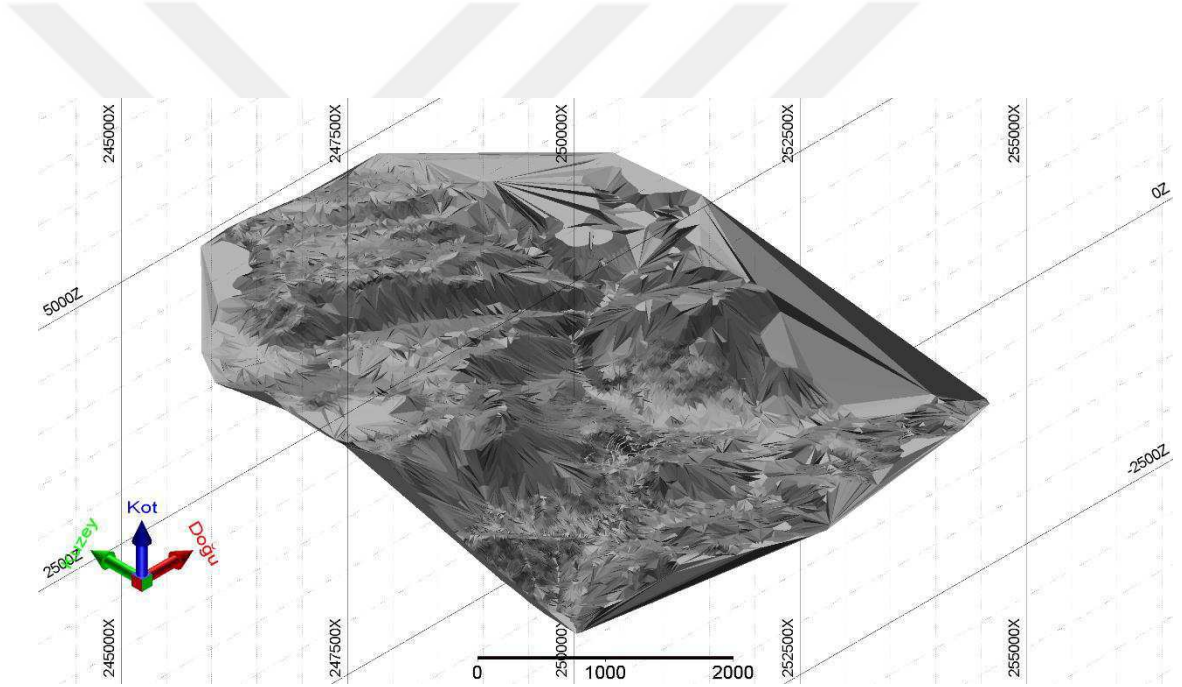
Netpro/Mine, NetCad, Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği, TKİ ve TÜBİTAK işbirliğiyle maden yatağının bulunmasından üretimin tamamlanması aşamasına kadar tüm teknik tasarımın yapılabilmesini sağlayan Türkiye'nin ilk yerli mühendislik uygulama ürünü olarak Aralık 2010 tarihinde hayata geçirilmiştir. Netpro/Mine maden yatağı modelleme ve maden işletmeciliğinin tüm aşamalarını bir arada gerçekleyen Netcad modülüdür. Veri girişi, sayısal arazi modeli oluşturma, 3B görüntüleme ve sayısallaştırma, jeolojik katı modelleme, blok modelleme, jeostatistiksel kaynak ve rezerv kestirimi, işletme tasarımı ve üretim planlaması gibi tüm araçların Netcad çatısı altında kullanılabilmesini sağlar.

3. BİR BAKIR MADENİ AÇIK İŞLETMESİNİN TASARIMI

3.1 Bölgenin Özellikleri

3.1.1 Topoğrafya

Şekil 3.1’ de gösterilmekte olan dijitalleştirilmiş topoğrafya 1400-1600m rakım arasında bulunmaktadır. Arazi genellikle taşlıdır ve çokça tepelerden oluşur.



Şekil 3.1 : Bölgenin topoğrafyası.

3.1.2 Jeolojik yapı

Cevher yatağı, Doğu-Batı uzanımlı birçok kalkopirit cevher kütesini içeren EosenMiyosen ofiyolitik kemer kuşağında bulunmaktadır. Ofiyolitik kuşağın ana kayaçları; spilit, porfiri spilit, diyabaz, konglomera ve çamurtaşdır.

Maden yatağı sahasında iki ayrı orojenez (dağ oluşumu) ait kayaç çeşidi bulunmaktadır. Bunlardan Paleozoyik yaşta kabul edilen bir masifinin kristalin serisinin üst kısımlarını oluşturan Permo-Karbonifer yaştaki kireçtaşları, yatağın kuzey ve güneyinde yer almaktadır. Kireçtaşları arasında Alp jeosenkline ait spilit (kısmen yastık lavlar şeklinde), porfiritik spilit, diyabaz, yer yer bunlarla bariz aralanma gösteren çamurtaşı, kireçtaşı ve bunların breşleri bulunmaktadır. Ayrıca sarıyaj hattı civarındaki kireçtaşı molozları, Yol dere içindeki bazalt daykı ve dere kenarlarındaki alüvyonları, maden yatağı etrafında rastlanan diğer belli başlı kayaç çeşitleri olarak sayabiliriz. Diyabaz daykları tarafından kesilen spilit ve porfir spilitler birbirlerine geçiş gösterirler. Çamurtaşları ile rekristalize kireçtaşı, çakıllı çakıltaşları yatay ve dikey geçiş gösterirler. Çalışma sahasının en yaşlı kayaç birimleri, Permian yaşlı rekristalize kireçtaşları ve aralanmalı izlenen kalkıştlerden oluşmaktadır. Bu bölgedeki piritik cevheri Eosen Miyosen yaşlı olup volkanik sedimanter ve hidrotermal oynatımlarla oluşmuştur. Merccek şeklinde oluşan cevher yatağı Doğu-Batı yönünde kuzeye 500-600 dalımlıdır. Bölgede Paleozoik; rekristalize kireçtaşları ve kalkıştlerle temsil edilmektedir. Bölgede Senozoik; bazik ve asidik volkanikler yanında fliš, çakıltaşı, çamurtaşı ve nummulitli kireçtaşları gibi genellikle Şosen yaşlı çökel kayaçlarla temsil edilmektedir. Çalışma sahasında Doğu-Batı (E-W) uzanımlı silisleşme, kloritleşme, serisitleşme ve killeşme gösteren bir alterasyon alanı izlenmektedir. Alterasyona uğramış yastık lavlar yer yer yastık lav yapılarını korumuşlardır. Pirit ve kalkopirit saçınımları içeren ve ayrışmaya uğrayan kayaç örneklerinin analizinde %0,46-0,60 Cu bulunmuştur.

Bakır yatağı, pirit ve kalkopirit saçınımlı killeşme ve kloritleşmeyle başlar. Yukarıdan aşağıya doğru masif şekilde aşağıdaki zonlamayı izlemektedir:

- Pirit
- Pirit+Kalkopirit
- Pirit+Kalkopirit+Sfalerit
- Pirit+Kalkopirit+Manyetit

Manyetit Cevherleşme pirit-kalkopirit-manyetit veya yalnız manyetit saçınımlı killeşme,

kloritleşme ve yer yer çatlak dolgulu cevherleşme ile sona ermektedir. Cevher

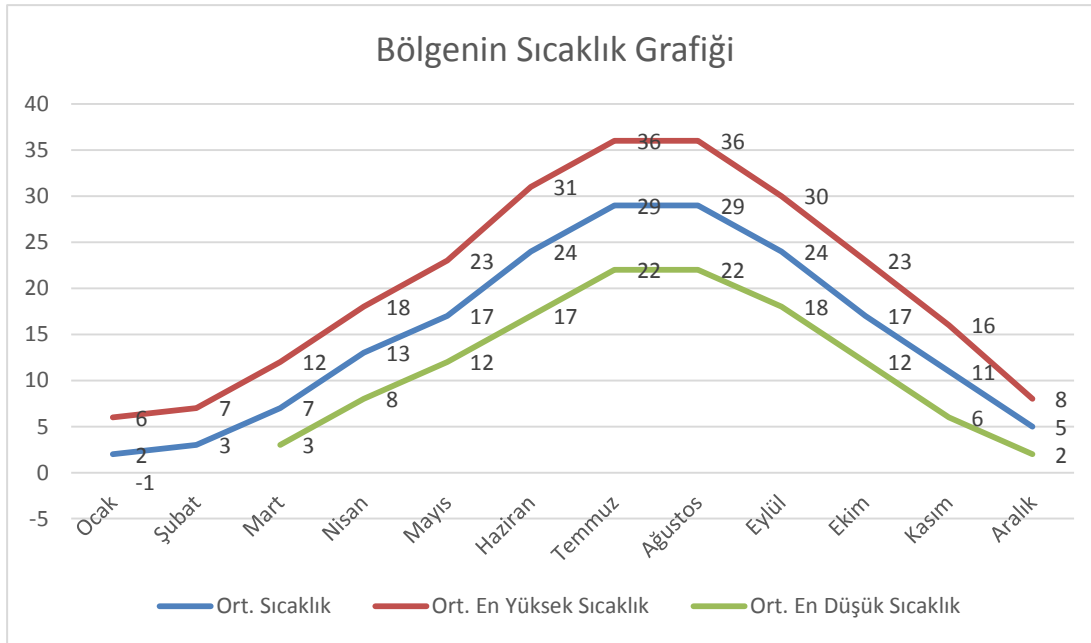
kütlesi 50°-60° kuzeye doğru eğimlidir. Ana mineraller pirit, kalkopirit, sfalerit ve manyetittir. Bu minerallerin miktarının birleşimi tabandan tavana kadar büyük oranda değişiklik göstermektedir. Cevher minerallerinin oluşumunda pirit, volkanik sedimanter evrede oluşan ilk mineraldir. Onu takip eden sfalerit, kalkopirit ve manyetit hidrotermal evrede oluşmaktadır. Gang mineralleri barit ve mika ile karbonat, kuvars ve klorit şeklinde gözükmemektedir. Gang yüzdesi %5 ile %50 arasında değişmektedir. Bölgenin bakır yatağına ilişkin maden mikroskopisi çalışmaları sırasında incelenen örneklerde pirit, kalkopirit, manyetit, sfalerit, markazit, galenit, pirotin, bornit, kovellin, kalkosin, valerit, bravoit, linneit, fahlerz altın ve gümüş başlıca cevher minerallerini; kuvars, klorit, barit, siderit, karbonat da gang minerallerini oluşturmaktadır.

- Pirit; kısmen birbirleriyle kenetli kısmen de serbest halde gang mineralleri ve kalkopirit içinde yüzmektedir.
- Kalkopirit; ekonomik bakımdan en önemli mineraldir. Allotriyomorf oluşumlar halinde pirit, piritle birlikte bulunan markazit; bazen manyetit ve hematitin ara ve çatlaklarını doldurmaktadır.
- Linneit; çok eser miktarda kalkopirit içinde ve kalkopiritçe nispeten zengin örneklerde bulunmaktadır.
- Manyetit; piritten sonra en çok görülen minerallerdir. Genellikle kalkopirit ve piritle kenetli halde bulunan manyetit içinde 2-3 mikron gibi çok ufak pirotin ve kalkopirit tanecikleri içermektedir.
- Hematit; az miktarda kısmen martitleşme sonucu manyetitten, kısmen de gang içinde çoğunlukla çubukçuklar şeklinde bulunmaktadır.
- Lökosen; hemen her parlak kesitte çok eser miktarda rastlanmaktadır. Bazen rutil ve ilmenit, bazen de manyetit kalıntıları içermektedir. Volkanik Kayaçlar; çalışma alanını oluşturan kayaçların hemen hemen tamamı bazik volkanik kayaçlardan oluşmaktadır.
- Sfalerit; genellikle pirit-kalkopirit ve gang mineralleriyle oluşmuştur.

Çalışma alanında haritalanan birimlerdeki istiflenme şöyle sıralanabilir: Volkanik çakıllı çakıltaşı, rekristalize çakıllı çakıltaşı-çamurtaşı ve split-porfiri split (yastık lav) şeklindedir.

3.1.3 İklim özellikleri

Bölgede karasal iklim hakimdir. Kışın sıcaklıklar düşük ve yağmurlu, yazın kurak ve sıcaklıklar yüksektir. 6 yıllık, aylara göre ortalama sıcaklık grafiği Şekil 3.2' de verilmiştir.



Şekil 3.2 : Bölgenin aylara göre sıcaklık ortalaması.

3.1.4 Hidrojeolojik özellikler

İşletme sahası, yerüstü suları açısından kısmen zengin olmakla beraber, en önemli yüzeysel kaynak sayılabilecek bir dere dışında ana kaynak olabilecek su kaynağına bölgede rastlanmamıştır. Bu dereye iki tane de irili ufaklı kuru dereler akmaktadır. Çevrede ki önemli su kaynaklarının tümü kurulacak tesislerden daha yüksekte bulunmaktadır. Bu durum, su kaynaklarının tesislerden etkilenmemelerini kanıtlar niteliktedir.

3.1.5 Hidrolojik özellikler

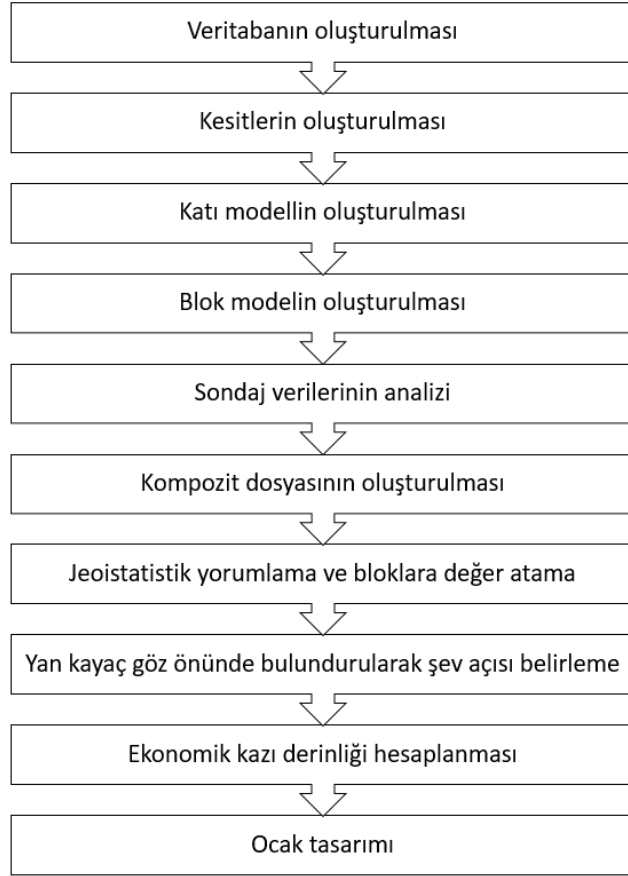
Çalışmalar neticesinde, sahada yeraltı su durumu ve akarsular göz önünde bulundurulduğunda yatağın batı kısmında su problemi olmadığı, doğu kısımda ise su problemi görülmektedir. Cevher tesisine en yakın su kaynağı, yatağın yanında bulunan dere dir. Ancak bu dere, mevsimsel akışlı olup, yaz aylarında kurumaktadır. Konsantratör tesisi ve Atık barajının işletme döneminde dere yataklarına herhangi bir müdahale yapılmayacak, stabilize malzeme ve pasa dökülmeyecektir.

3.1.6 Yeraltı su seviyeleri

Sahada yapılan sondajlar sonucunda herhangi bir yeraltı suyuna rastlanmamıştır. Bu da tesislerin üzerinde yer aldığı litolojik birimlerin yeraltı suyu bakımından fakir olduğunu göstermektedir.

3.2 Bakır Madeni Açık İşletmesinin Micromine Paket Programı ile Modellenmesi

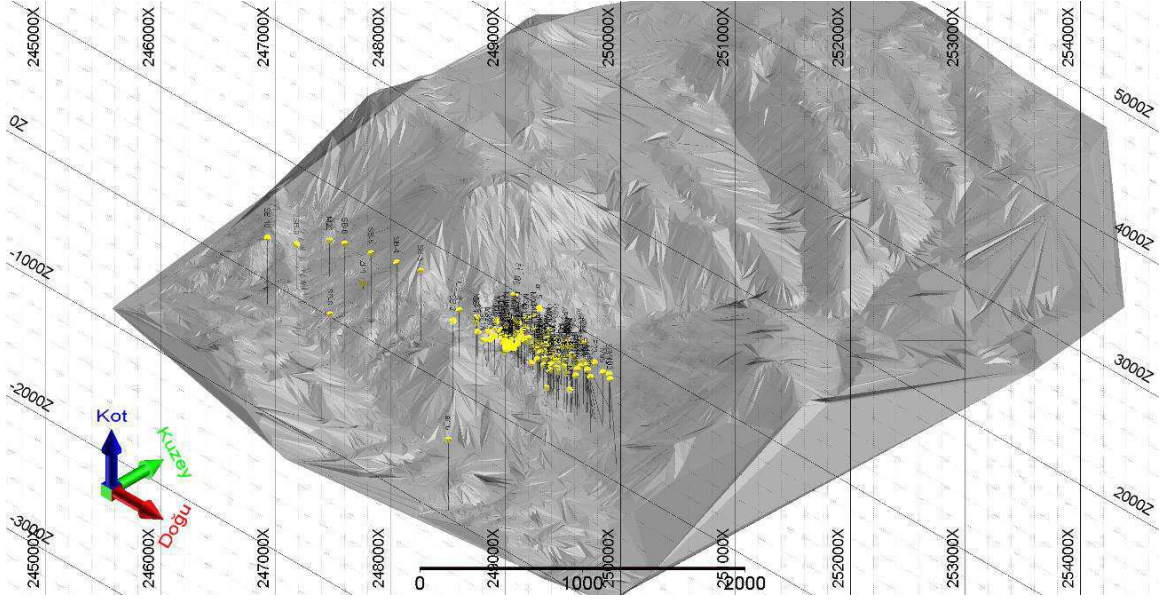
Paket program yardımıyla maden modelleme yönetiminin adımlarını Şekil 3.3' te sıralayabiliriz. Bu adımların uygulanışı detaylıca anlatılacaktır. Ancak, bu adımlamalar sonucunda yapılan maden tasarımının amacı, ekonomik şartlar göz önünde bulundurularak, sürdürülebilir ve ekonomik olarak yeraltı veya yerüstü üretim yönteminden hangisinin daha verimli olacağını önkestirmektir. Şayet yerüstü üretim yöntemi uygun görülürse, ekonomik kazı derinliğinin bulunması, işletmenin karlılığının hesaplanması, işletmenin ömrü gibi hesaplamaları Micromine paket programı ile gerçekleştirilecektir.



Şekil 3.3 : Maden modelleme adımları.

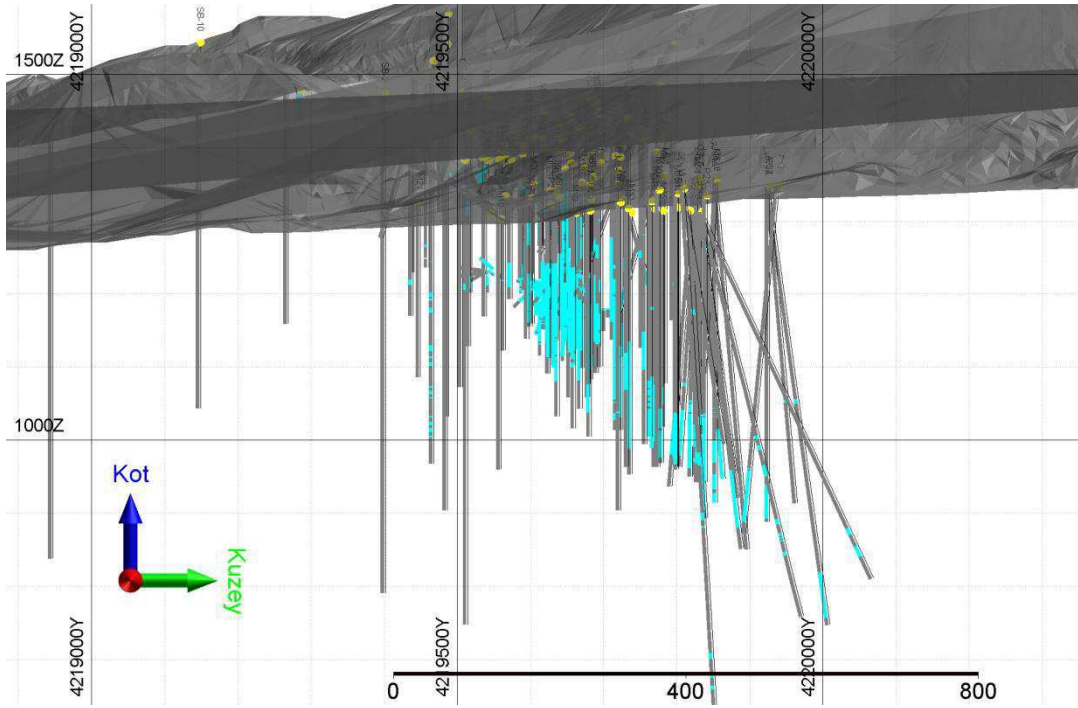
3.3 Veritabanının Oluşturulması

Paket program ile maden modelleme yöntemlerinin temelini, sahadan elde edilen verilerin, dijitalleştirilerek, bilgisayarın anlayacağı biçime getirmek ve kullanmak oluşturmaktadır. Madencilik yazılımını kullanmaya başlarken ilk olarak, Collar(sondaj kuyusu), Survey(Analiz) ve litoloji dosyaları hazırlandıktan ve kontrolü sağlandıktan sonra paket program altında yaratılan veritabanı dosyasına yüklenir. Collar dosyası, sondajın koordinatlarını ve ne kadar derinliğe indiğini, survey dosyası, sondajın kuzey ile ve yatay ile yaptığı açı bilgisini, litoloji ise alınan karotlarının analizlerinin dijitalleştirilmiş verilerini barındırır. Ardından bu veriler paket programın görsel arayüzünde kullanıcıya istediği formatta sunulur. Şekil 3.4’ te bakır madeni bölgesinde yapılmış olan sondajların dijitalleştirilmiş hali görselleştirilmiştir.



Şekil 3.4 : Sondajların oluşturulması ve gösterimi.

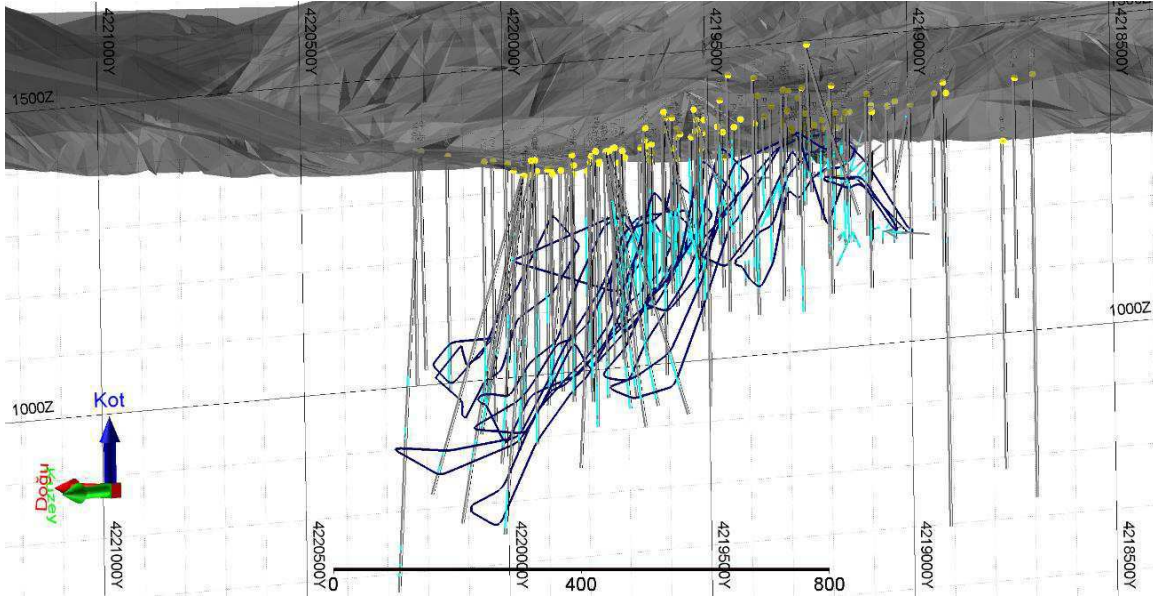
Ancak ilerleyen adımlarda kullanıcıya kolaylık sağlaması amacıyla bakır cevheri olan bölümler fark edilebilmesi amacıyla renklendirilmiştir. Renklendirilmiş sondaj kuyuları Şekil 3.5’ te gösterilmektedir. Bu sondaj verilerini içeren veri dosyaları EK 1’ de sunulmuştur.



Şekil 3.5 : Sondajlardaki cevherin renklendirilmesi.

3.4 Kesit Oluşturulması

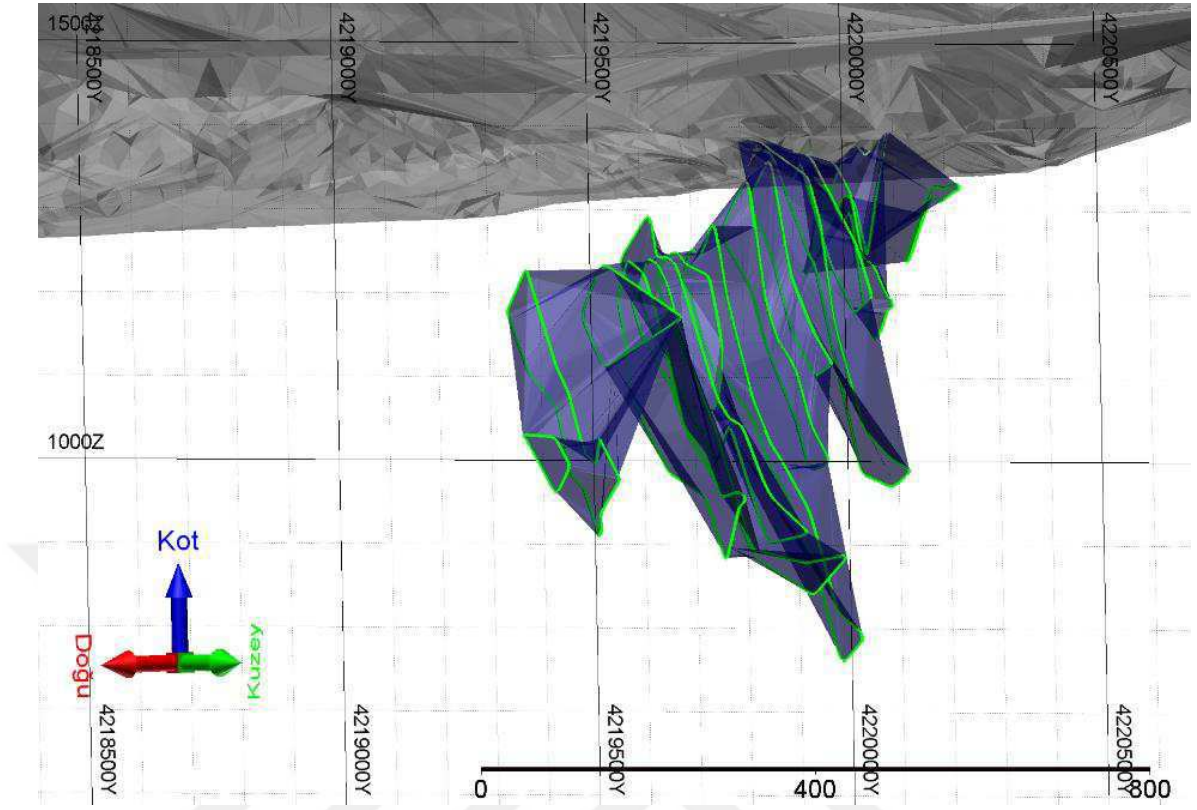
Elde edilen veriler değerlendirilerek, sondaj kuyularından katı model oluşturabilmek için, paket programın 3-Boyutlu arayüzünün yardımıyla kesitler oluşturulmalıdır. Bunun için öncelikle sahaya kuş bakışı bakmalı, sondaj aralıkları hesaplanmalı ve sahayı dijital olarak eşit aralıklara bölerek, elde edilen dilimlerde sondaj kuyularına denk getirerek, renklendirilen cevher bölgesinin sınırlarını tanımlayacak çizgi kümesi oluşturulmalıdır. Ardından bu oluşturulan çizgi kümeleri, daha sonra üçgenleme yöntemiyle oluşturulacak katı model cevher yatağımızın sınırlarını belirlemede kilit rol oynayacaktır. Bu nedenle bu işlem titizlikle yapılmalıdır. Şekil 3.6' da alınan kesitlerin görünümü gösterilmektedir.



Şekil 3.6 : Kesitlerin gösterimi.

3.5 Katı Model Oluşturulması

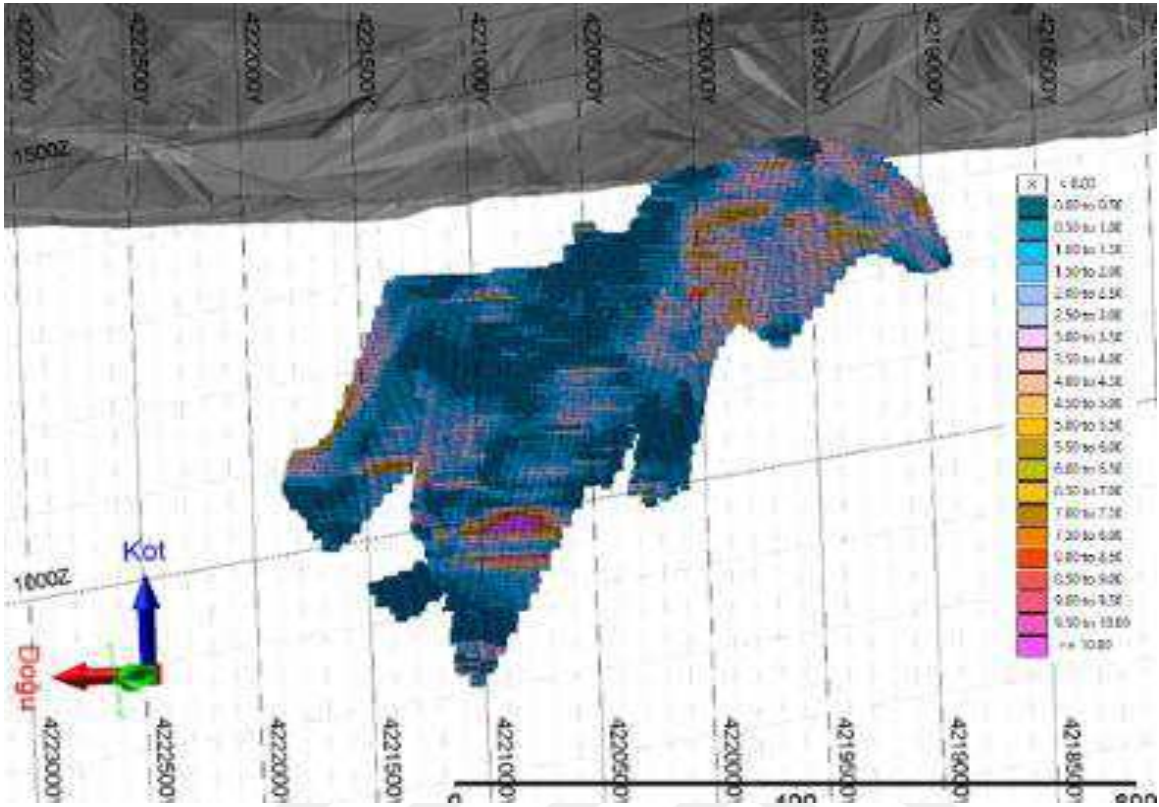
Oluşturulan kesitler, paket programın üçgenleme yöntemiyle, en yakın noktalardan oluşturulan üçgenler ile katı modele dönüştürülür. Bu oluşan katı artık kullanıcıya hacim bilgisi vermekte ve daha sonra yapılacak tüm işlemlerde ele alınacak blok modelin oluşturulmasının temelini oluşturacaktır. Şekil 3.7' de katı model gösterilmektedir.



Şekil 3.7 : Oluşturulan katı model.

3.6 Blok Modelin Oluşturulması

Oluşturulan katı modelin, blok modele dönüştürülmesinde ki asıl amaç, her bloğun ekonomik olarak değerlendirilmesinde ki hata payını en aza indirmektir. Böylece, en uygun ocak sınırı elde edinim hesaplamalarında yüksek doğruluk elde edinimi sağlanır. Bu projede blok boyutları 10x10x5 seçilmiş, boyut olarak bu ölçülere yetmeyen kısımlar için alt bloklama ölçüleri 2x2x2 seçilmiştir. Blok model oluşturulurken, katı modelimizin X, Y ve Z ekseninden en büyük ve en küçük değerleri arayüze girilerek, katı model ile oluşturulması planlanan blok model aynı koordinatlarda kesiştirilir. Oluşturulan blok model Şekil 3.8’ de gösterilmiştir.



Şekil 3.8 : Oluşturulan blok model.

Oluşturulan blok modele sondajlardan elde edilen verilerin atanarak, her bloğun içeriği hesaplamak için kompozitleme işlemi yapılmaktadır. Böylece jeostatistik yöntemleri ile elimizdeki verileri en doğru şekilde kullanabilme ve yorumlayabilme imkanı sağlayabiliriz.

3.7 Cevher Özellikleri

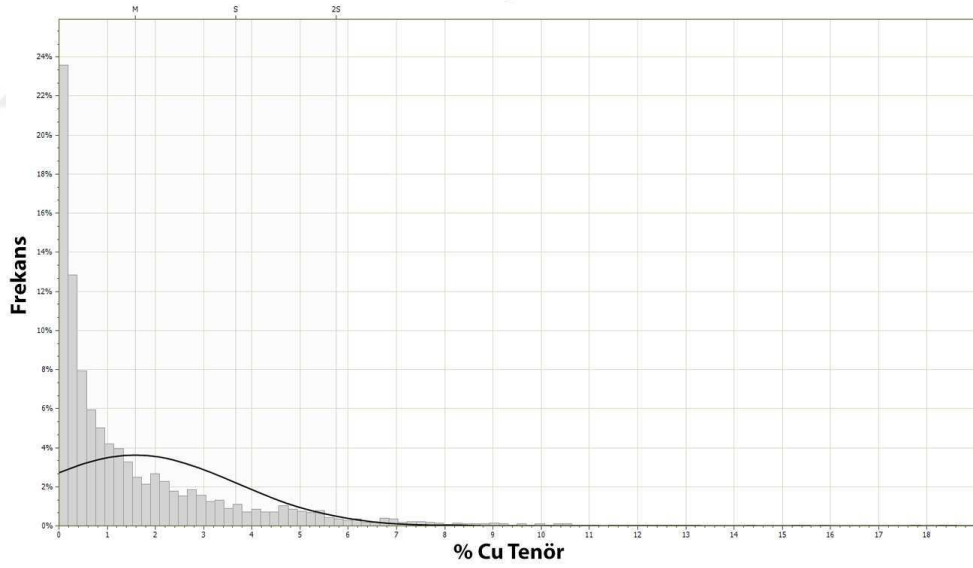
Çizelge 3.1’ de cevher modelinin eğimi, uzunluğu, hacmi gibi genel fiziksel özellikleri verilmiştir. Bu veriler doğrultusunda oluşturulan katı modelin hacmi hesaplanabilmektedir.

Çizelge 3.1 : Oluşturulan cevher katı modelin özellikleri.

Azimet	110
Eğim	60 °
Eğim yönü	Kuzey
Yatay uzunluk	840 mt
Yatay genişlik	600 mt
Düşey derinlik	615 mt
Hacim	15.090.000 m ³

3.8 Sondaj İstatistikleri

Şekil 3.9' da yapılan sondajlar aracılığı ile elde edilen verilerin analizi gösterilmektedir. Çizelge 3.2' de ise istatistiksel veriler gösterilmektedir.



Şekil 3.9 : Bakır Tenör Histogramı.

Bu veriler ileriki aşamalarda, jeostatistiksel yaklaşımımıza ışık tutacak nitelikte olacağından dolayı, çok detaylı bir şekilde incelenmelidir. Bu işlem sırasında yapılacak en ufak bir hata veya yorum farklılığı, ekonomik kazı derinliği gibi çok önemli bir faktörü etkileyeceğinden dolayı, tüm ocak tasarımına etki etmesi muhtemeldir.

Çizelge 3.2 : Sondaj istatistik sonuçları (Ham veri).

Toplam bakır analizi (adet)	4395
En düşük en yüksek bakır tenör (%)	0.03 – 18.45
Bakır tenör ortalaması (%)	1.57
Bakır varyasyon (%)	4.34
Bakır varyasyon katsayısı (%)	1.31
Standart Sapma	2.08

3.9 Sondaj Kompozit Uzunluk Belirlenmesi

Çizelge 3.3’ te oluşturulan sondaj kompozit istatistik sonuçları yer almaktadır. “Micromine” istatistik hesaplamalarının sonucunda ortalama kompozit uzunluğu 1.98 metre olarak ortaya çıkmıştır. Bu belirlenen uzunluk, elimizde var olan verilerin daha verimli olarak kullanılarak, jeostatistik hesaplamalarda önemli rol oynayacaktır. Ayrıca, bu uzunluk ile yapılacak bloklara değer atama hesaplamaları, hata payını en aza indirerek, ileriki adımlarda yapılacak olan nihai ocak sınırı bulma hesaplamalarında ve maliyet analizlerinde büyük rol oynamaktadır. İşletmenin ekonomik kazancına etki eden parametreleri şekillendirir. Mekansal istatistik uygulamalarında mesafenin etkisi ve atanacak değeri doğrudan etkiler.

Çizelge 3.3 : Kompozit istatistik verileri.

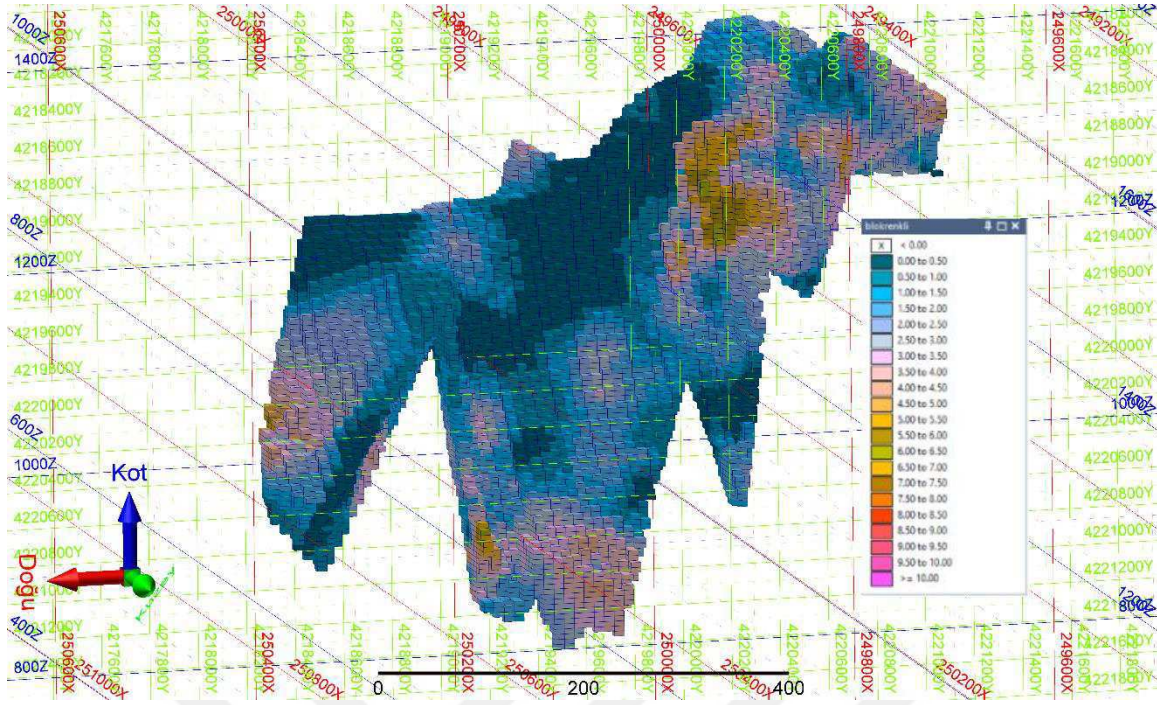
Toplam kompozit örneği (adet)	2500
En kısa ve en uzun uzunluk	0.01 – 18.45 metre
Kompozit ortalama uzunluk	1.98 metre
Kompozit medyan	1.30
Kompozit varyasyon	3.93
Kompozit varyasyon katsayısı	0.99
Kompozit standart sapma	1.98

3.10 Uzaklıđın Tersı Yönteminin Uygulanması ve Rezerv Hesabı

Uzaklıđın tersı metodu mekansal istatistik (spatial statistic) olarak integrasyon metodu olarak tanımlanır. Bu metoda göre, blok merkezinden ters güç komutu girilen değere kadar olan mesafe ile arama elipsoidinin içine düşen her ağırlıklandırılmış noktanın ters orantılı olduğunu ifade eder. Uzaklıđa ters orantılı güç arttırıldığında, bu ters gücün blok merkezinden daha uzaktaki noktadaki etkisinde hızlıca bir düşüş yaşanacaktır. Bu sırada arama elipsoidinin amacı oluşturulan cevher katı modelinin yönelimini, uygulayıcı paket programa bildirmek ve jeostatistik olarak yönelim kuralı oluşturarak, elde edilecek istatistik verilerin daha doğru sonuçlar vermesini kolaylaştırmaktır. Bu projede mekansal istatistik yöntemi olarak uzaklıđın tersı yöntemini kriging e karşın seçilmesinin asıl neden sondaj verilerinin istatistiklerinin detaylı incelenmesi sonucunda, standart sapma verisinin, ortalamaya oranı 1-1.5 arasında olmasından dolayı, bu iki yönteminde doğuracağı sonuçlar benzer olacağındandır. Çizelge 3.4' de toplam cevher hacmi verilmiştir. Şekil 3.10' da ise atanan bakır değerleri renklendirilerek gösterilmiştir.

Çizelge 3.4 : Rezerv bilgileri (Kompozit verileri).

Hacim	15.090.000m ³
Tonaj	61.718.100 ton
Bloklara atanan ortalama bakır tenör (%)	1,62
Cevher yoğunluğu	4,09 ton/m ³



Şekil 3.10 : Uzaklığın tersi yöntemi ile bloklara değer atanması.

4. BİR BAKIR MADENİ TASARIMI VE PLANLAMASI

Açık işletme yöntemi, dekapaj ve cevher kazı – nakliye olmak üzere iki aşamada gerçekleşen bir madencilik sistemidir.

İşletmede Ekskavatör – Kamyon Yöntemi uygulanacaktır.

4.1 En Uygun Ocak Sınırının Belirlenmesi

Lerch Grossmann yöntemi madencilikte mevcut şartlara göre ocağın ekonomik olarak en uygun sınırını belirlemek için kullanılan bir metottur. Bu projede Micromine paket programının ocak optimizasyon algoritması kullanılmıştır.

Ocak genel eğim açısı sınırlamaları; Çizelge 4.1 'de verilmiştir. Bu açılar daha önce yapılan şev stabilitesi analizleri sonucunda belirlenmiştir. Genel eğim açıları en çok bu değerleri alabilir.

Çizelge 4.1 : Genel eğim açısı sınırlamaları.

Batı	30°
Kuzey	36°
Doğu	37°
Güney	36°

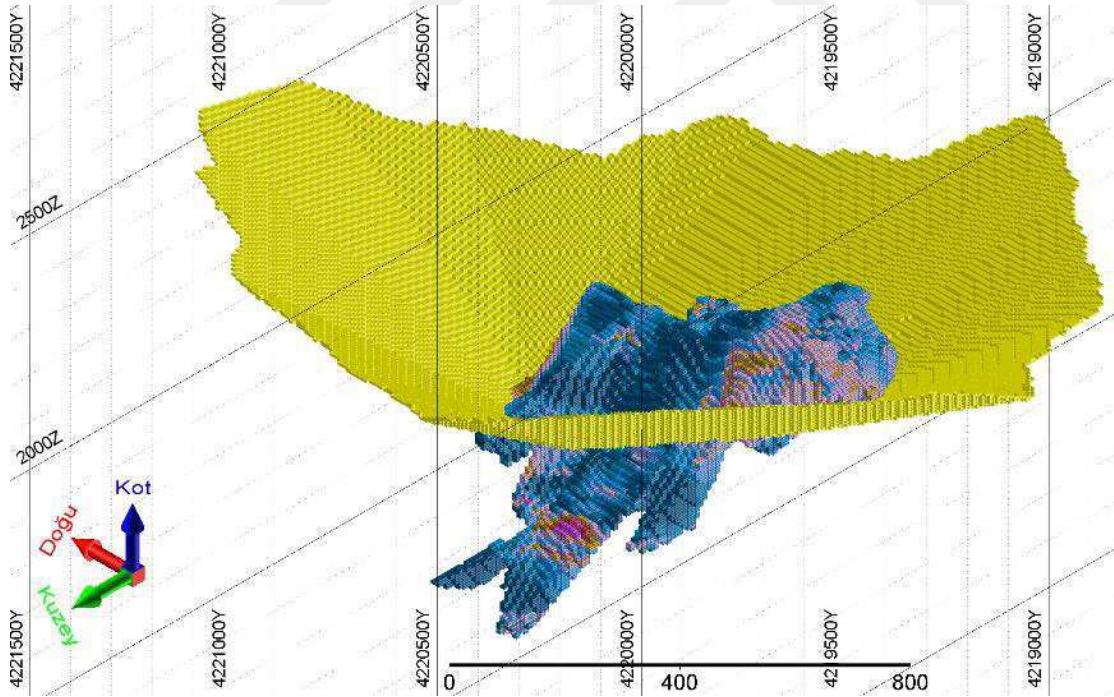
Bu projede, basamak yüksekliği 15 metre, basamak şev açısı 70° olarak belirlenmiştir.

Madencilik maliyetleri ise Çizelge 4.2' de verilmiştir.

Çizelge 4.2 : Madencilik maliyetleri.

Cevher kazı maliyeti	4₺/ton
Dekapaj maliyeti	2.7₺/ton
Cevher kazanım oranı	%98
Bakır satış fiyatı	12000₺/ton
Cevher yoğunluğu	4.09 ton/m ³
Yankayaç yoğunluğu	2 ton/m ³

Bu veriler sonucunda program Şekil 4.1 'de gösterildiği gibi en uygun açık ocak sınırları belirlenmektedir. Bu hesaplamalar, işletmenin hangi derinliğe kadar açık ocak yöntemi ile optimum olarak işletilebileceğini göstermektedir.



Şekil 4.1 : En uygun açık ocak tasarımı.

Yapılan hesaplamalar sonucunda +1015 kotuna kadar açık işletme olarak işletilmesi optimum sonuç olarak bulunmuştur.

Yapılan çalışmalar sonucunda toplam dekapaj hacmi 446.699.196 m³ olarak hesaplanmıştır. Oluşturulan ocak içerisinde kalan cevher tonajı ise 39.397.784 ton olarak hesaplanmıştır. Dekapaj oranı ise,

$$\text{Dekapaj oranı} = \frac{\text{Dekapaj hacmi}}{\text{Cevher tonajı}} \quad (4.1)$$

$$\text{Dekapaj oranı} = \frac{446699196}{39.397.784} = 11.3 \text{ m}^3/\text{ton} \text{ olarak hesaplanmıştır.}$$

Bu derinlik bilgisinin bir diğer önemi, bir sonraki yapılacak olan cevher konsantre ve dekapaj döküm alanına yapılacak yolların tasarımına etkisidir. Amaç en kısa sürede, en az maliyet ile en yüksek karlılık ile üretim yapmaktır.

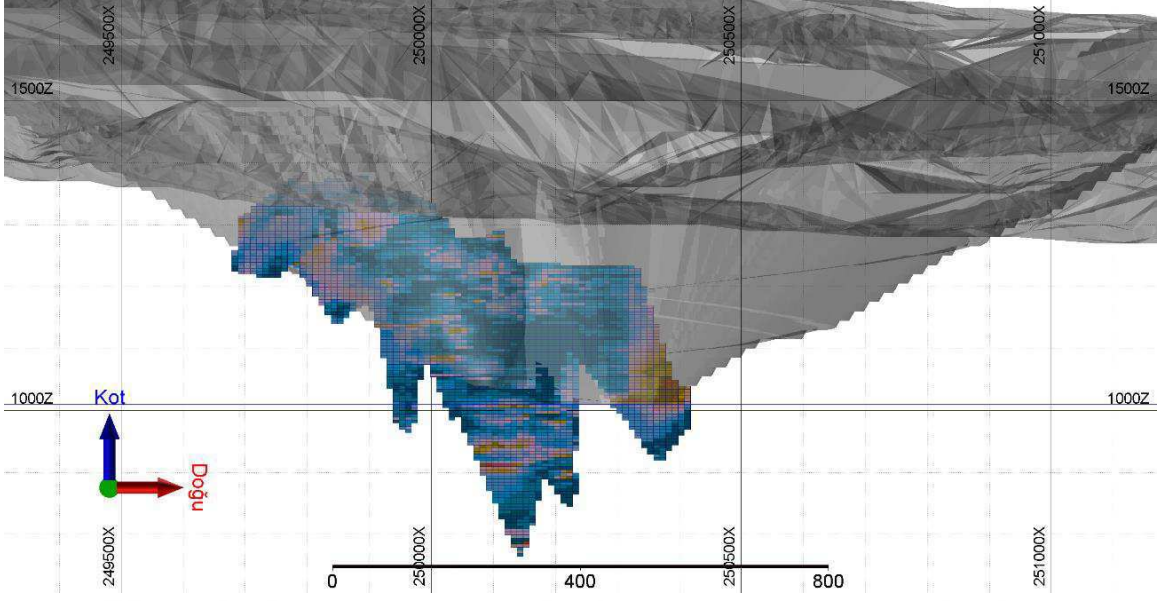
4.2 Ocak Tasarımı

Yapılan çalışmalar sonucunda Çizelge 4.3' te açık ocak tasarımının detayları verilmektedir.

Çizelge 4.3 : Basamak parametreleri.

Basamak şev açısı	70°
Kuzey ekseninde genel şev açısı	27°
Doğu ekseninde genel şev açısı	28°
Güney ekseninde genel şev açısı	32°
Batı ekseninde genel şev açısı	29°
Basamak yüksekliği	15mt
Yol eğimi	9°

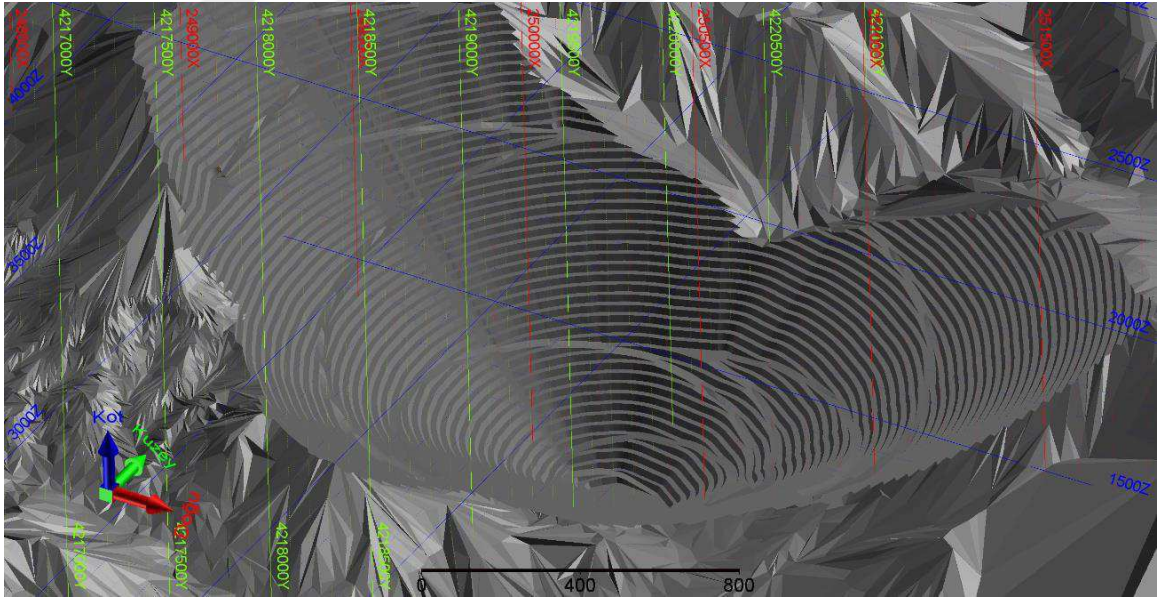
Bu değerler göz önünde bulundurularak tasarlanan ocak tasarımı ve nihai ocak sınırı içerisinde kalan cevher bloğu Şekil 4.2' de gösterilmektedir.



Şekil 4.2 : Ocak basamak tasarımı ve üretilen cevher gösterimi.

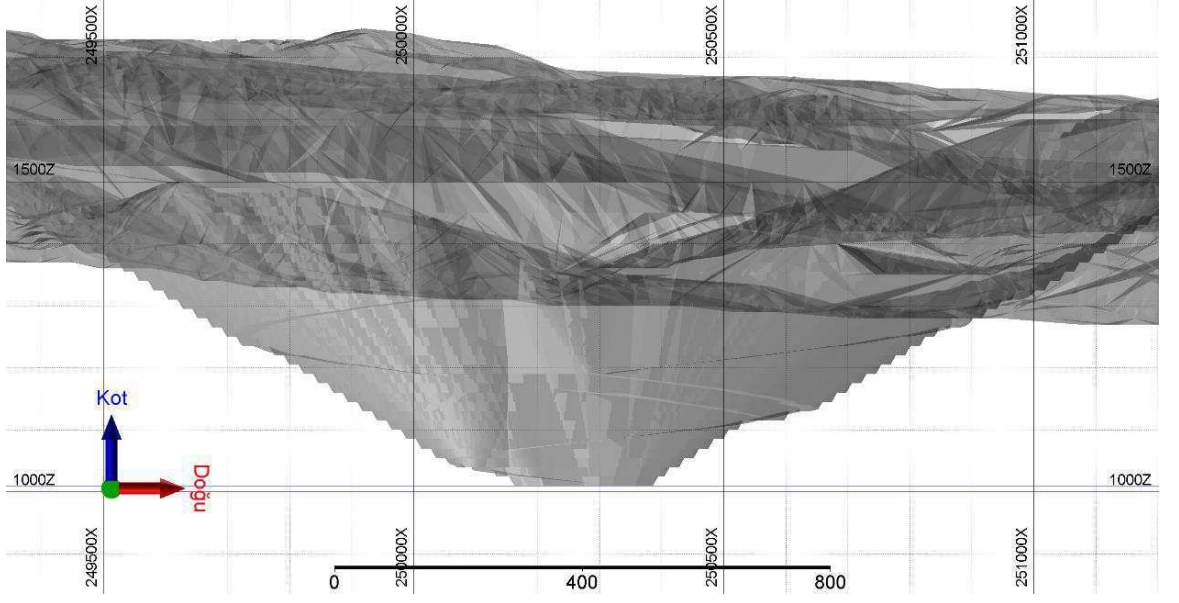
Şekil 4.3'te ise basamaklar ve oluşturulan cevher ve dekapaj yolları gösterilmektedir.

Bu yol güzergahları saha ile koordine olacak şekilde, en kısa sürede ve en az maliyet ile üretim göz önünde bulundurularak tasarlanmıştır.



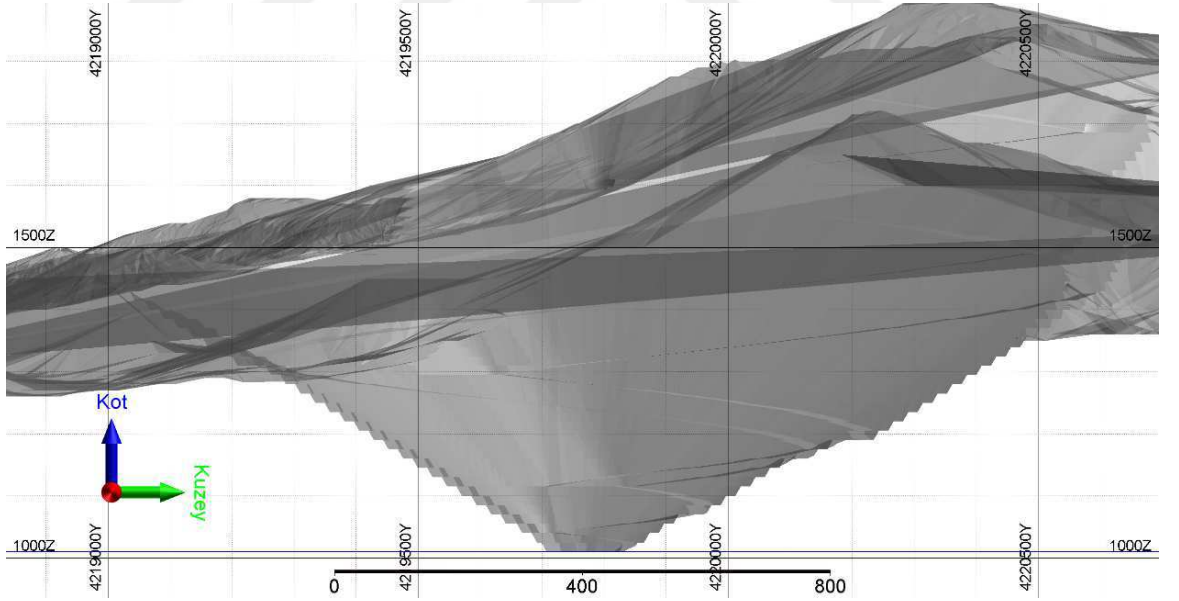
Şekil 4.3 : Ocak basamak ve yol tasarımı.

Şekil 4.4' de ocak tasarımının Kuzey-Güney istikametinde gösterilmiştir.



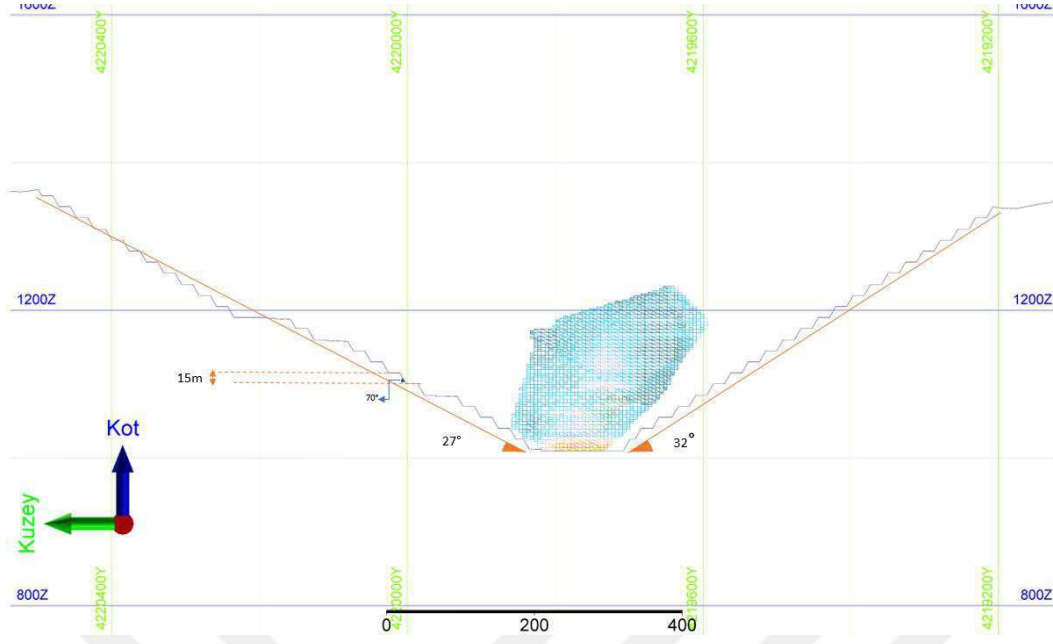
Şekil 4.4 : Ocak tasarımının Kuzey-Güney istikametinde gösterimi.

Şekil 4.5’ de ise ocak tasarımı doğu-batı istikametinde gösterilmiştir.

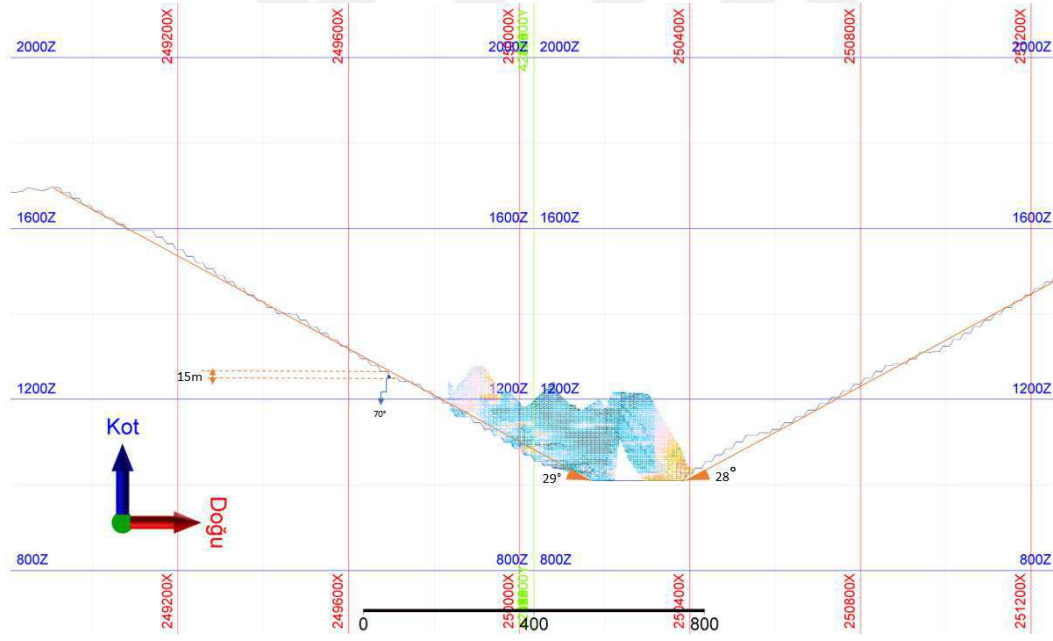


Şekil 4.5 : Ocak tasarımının Doğu-Batı istikametinde gösterimi.

Bu dizayn parametrelerine göre tasarımı yapılan ocağın kuzey-güney kesiti Şekil 4.6’ da, doğu-batı kesiti ise Şekil 4.7’ de gösterilmiştir. Burada genel şev açıları yönlere göre belirtilmiş olup, basamak açısı ve basamak yüksekliği gösterilmiştir.



Şekil 4.6 : Kuzey-Güney yönündeki şev açılarının gösterimi



Şekil 4.7 : Doğu-Batı yönündeki şev açılarının gösterimi

4.3 Açık İşletme Planlaması

Günde 8 saat üzerinden 3 vardiya halinde yılda 300 gün çalışılmaktadır. Yılda 1.500.000 ton tüvenan cevher üretimi yapılması planlanmaktadır. Madenin toplam muhtemel + görünür + mümkün bakır rezervi 60.360.000 tondur. Ancak, açık işletme ile üretilecek bakır rezervi 39.397.784 tondur. Konsantrede ortalama %20 bakır tenörü bulunmaktadır. Zenginleştirme randımanı %85, seyrelme oranı %12, nihai ocak sınırı optimizasyon hesaplamaları sonrasında üretilmesi planlanan bloklardaki cevher ortalama tenörü %2.1 ve ekonomik tenör sınırı (Cut-off value) olarak %0.76 olarak değerlendirildiğinde 1 ton konsantre elde etmek için 12.73 ton cevher çıkarılması gerekmektedir.

Böylece madenden yıllık 1.500.000 ton cevher çıkarılacak ve bunun sonucu yaklaşık 117.831 ton %20'lik bakır konsantresi üretilecektir. Konsantre oranı Eşitlik 4.2 ile hesaplanmıştır. Hesaplama kullanılan değerler Çizelge 4.4' de verilmiştir.

$$\text{Konsantre oranı} = \frac{\text{Konsantredeki ortalama metal içeriği}}{\text{Ortalama tenör} \times \text{Zenginleştirme randımanı}} \quad (4.2)$$

Konsantre oranı 12.73 t/t olarak bulunmuştur. Bu 1 ton bakır konsantresi elde etmek için 12.73 ton cevher kazılması gerektiğini göstermektedir.

Çizelge 4.4 : Konsantre oranı hesaplamada kullanılan parametreler.

Parametre	Değer
Konsantredeki ortalama Cu içeriği (%)	20
Optimum ocak sınır içindeki ortalama bakır tenör (%)	2.1
Ekonomik bakır tenör sınırı (%)	0.76
Zenginleştirme randımanı(%)	85
Seyrelme oranı(%)	12
1 ton cevher konsantre üretimi için gereken cevher tonu	12.73

Bloklara ekonomik deęer atanırken Eşitlik 4.3 kullanılmıştır.

$$BEV = V \times d(P - C_M) r x g - C_{Ore} \quad (4.3)$$

BEV = Blok ekonomik deęeri

V= Blok hacmi

d= Blok yoğunluğu

P= Bakır satış fiyatı

C_M= Bakır üretim maliyetleri

r= Cevher kazanım oranı

g= Bakır tenörü

C_{Ore}= Cevher kazı maliyeti

4.4 Optimizasyon Üretim Sonuçları

Micromine paket programı ile yapılan hesaplamaların sonucunda elde edilen veriler Çizelge 4.5' te verilmiştir.

Çizelge 4.5 : Optimizasyon üretim sonuçları.

Cevher miktarı (ton)	26.739.383
Cu tenörü (yerinde) (%)	2.1
Cu tenörü (seyrelmiş)(%)	1.87
Dekapaj miktarı(m ³)	448.917.487
Dekapaj oranı(seyrelme ve kazanım dahil)(m ³ /ton)	11.3
Konsantre miktarı(ton)	2.662.948

4.5 Optimizasyon Finansal Sonuçları

Üretilmesi planlanan cevher konsantre miktarına göre yapılan ön hazırlıklar, maliyet analizleri, piyasa ekonomik kriterleri göz önünde bulundurularak elde edilen veriler, işletmenin kar edeceğini ve bu şartlar altında projenin sürdürülebilir olduğunu göstermektedir. Bu maden yatağının açık işletme ömrü 26 yıl olarak hesaplanmıştır. İşletme maliyet detayları Çizelge 4.6' da gösterilmektedir.

Çizelge 4.6 : Optimizasyon finansal sonuçları (Toplam ocak).

Cevher kazı maliyeti (₺)	124.117.343
Dekapaj maliyeti (₺)	1.304.048.357
Konsantre tesis maliyeti (₺)	1.203.272.256
Genel ve idari maliyetler (₺)	213.915.067
Satış ve konsantre nakliyat maliyeti (₺)	258.413.762
Rehabilitasyon maliyeti (₺)	112.974
Ekipman maliyeti (₺)	961.042.918
Toplam maliyet (₺)	4.064.922.679
Konsantre satış geliri (₺)	5.125.562.234
Toplam kazanç (₺)	1.060.639.555

4.6 Ekipman Seçimi

Dekapaj; açık işletme projesine göre maden yatağının üzerindeki örtü tabakasının delinip, patlatılarak gevşetilmesi, kazılması, yüklenmesi, taşınması, toprak harmanına dökülmesi, serilmesi, harman sahasının düzeltilmesi, toprak harmanı ve kademe yollarının yapımı ve bakımı gibi çeşitli çalışmaları kapsayan işlemlerin tümüdür.

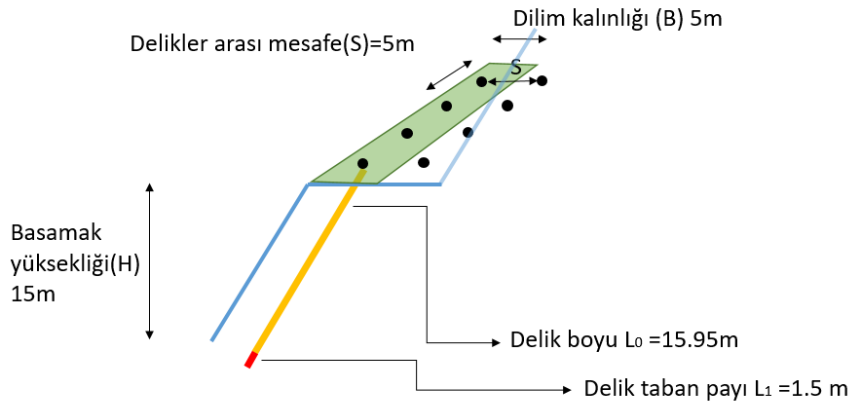
İşletmede Ekskavatör – Kamyon yöntemi uygulanacaktır. Sağlam arazinin patlayıcı madde kullanılarak gevşetilmesinden sonra, ekskavatör ile kazılıp, malzemenin ağır kamyonlarla taşınması yöntemi, arazinin dayanıklılığına ve topoğrafik şekline uygunluğu bakımından, avantaj olarak ise kamyonlardan bir veya ikisi arıza yaptığı

zaman, dekapaj faaliyetinin durmaması ve çok pratik bir yöntem olmasıdır. Başlıca sakıncası ise, kış aylarında çalışma olanaklarının çok sınırlı olması, yedek parça ve akaryakıt bakımından, dışa bağlı kalınmasıdır.

Ekskavatör seçimi yapılırken proje süresince yapılacak toplam dekapaj miktarı temel alınmış olup orta büyüklükte bir ekskavatör alınmasına karar verilmiştir. Aslında bunun gerekçesi uzun dekapaj döküm sahası mesafesi olup büyük bir ekskavatör seçimi yapıldığında büyük kamyon seçmek gerekmekte dolayısıyla gerekli kamyon sayısı azalırken döküm sahasına gidiş ve dönüşte harcanan uzun süre nedeniyle ekskavatör boşa kalmaktadır.

4.6.1 Delici seçimi

İşletmede yan kayaç özellikleri göz önünde bulundurularak, Şekil 4.8' de gösterildiği gibi bir patlatma tasarımı yapılmıştır.



Şekil 4.8 : Basamak tasarımı ve patlatma dizayn kesiti.

Dekapaj için,

Basamak Yüksekliği (H): 15 m

Dilim kalınlığı (B): 5 m

Delikler arası mesafe (S): 5 m

Delik taban Payı (l): $0,3 \times 5 = 1,5 \text{ m}$

Delik Boyu;

$$L_0 = 15 / \sin 70^\circ = 15,95 \text{ m}$$

$$L = L_0 + L_1 = 15,95 + 1,5 = 17,45 \text{ m}$$

Delik başına dekapaj üretimi = $B \times S \times H$

B: Dilim Kalınlığı (m)

S: Delikler Arası Mesafe (m)

H: Basamak yüksekliği (m)

$$\text{Delik başına dekapaj üretimi} = B \times S \times H = 5 \times 5 \times 15 = 375 \text{ m}^3/\text{delik}$$

Günlük delme kapasitesi;

$$D_k = R_1 \times R_2 \times (t) \times P_t$$

D_k = Delicinin Günlük Delme Kapasitesi

R_1 = Delici Randımanı (İş yapabilme faktörü) = % 85

R_2 = Gün Boyunca Verimli Çalışma (İşletme faktörü) = % 70

P_t = Delme Hızı: 24 m/h

(t): Günlük net çalışma saati = $3 \times 7 = 21$ saat

$$D_k = R_1 \times R_2 \times (t) \times P_t = 0,85 \times 0,70 \times 21 \times 24 = 300 \text{ m/gün}$$

Dekapajdaki Delici Sayısı;

Delik başına dekapaj üretimi: $375 \text{ m}^3/\text{delik}$

Günlük dekapaj miktarı: $16.950.000 \text{ m}^3/\text{yıl} / 300 \text{ gün/yıl} = 56.500 \text{ m}^3/\text{gün}$

Günlük delik sayısı: $56.500 / 375 = 150,6 \approx 151$ adet

Toplam delinecek metraj: $151 \times \text{Delik boyu (17,45 m)} = 2635 \text{ m/gün}$

Dekapajdaki Delici Sayısı = Günlük delik boyu / Delici makina delme kapasitesi

$$= 2635 / 300 = 8,78 = 9 \text{ Adet}$$

Cevher için,

Basamak Yüksekliği (H): 15 m

Dilim kalınlığı (B): 5 m

Delikler arası mesafe (S): 5 m

Delik taban Payı (l): $0,3 \times 5 = 1,5$ m

Delik Boyu;

$$L_0 = 15 / \sin 70^\circ = 15,95 \text{ m}$$

$$L = L_0 + L_1 = 15,95 + 1,5 = 17,45 \text{ m}$$

Delik Başına cevher Üretimi = $B \times S \times H$

B: Dilim Kalınlığı (m)

S: Delikler Arası Mesafe (m)

H: Basamak yüksekliği (m)

$$\text{Delik Başına Cevher üretimi} = B \times S \times H = 5 \times 5 \times 15 = 375 \text{ m}^3/\text{delik}$$

Günlük delme kapasitesi;

$$D_k = R_1 \times R_2 \times (t) \times P_t$$

D_k = Delicinin Günlük Delme Kapasitesi

R_1 = Delici Randımanı (İş yapabilme faktörü) = % 85

R_2 = Gün Boyunca Verimli Çalışma (İşletme faktörü) = % 70

P_t = Delme Hızı: 24 m/h

(t): Günlük net çalışma saati = $3 \times 7 = 21$ saat

$$D_k = R_1 \times R_2 \times (t) \times P_t = 0,85 \times 0,70 \times 21 \times 24 = 300 \text{ m/gün}$$

Cevher üretimindeki delici sayısı;

Günlük cevher üretim miktarı: $366.748 \text{ m}^3/\text{yıl} / 300 \text{ gün/yıl} = 1223 \text{ m}^3/\text{gün}$

Günlük delik sayısı: $1223 / 375 = 3.26 \approx 4$ adet

Toplam delinecek metraj: $4 \times \text{Delik boyu (17,45 m)} = 56,8 \text{ m/gün}$

Cevher üretimindeki Delici Sayısı = Günlük delik boyu / Delici makina delme kapasitesi

$= 56,8 / 300 = 0.18 = 1$ Adet

4.6.2 Ekskavatör seçimi

Dekapaj için,

Yıllık ortalama dekapaj hacmi = $16.950.000 \text{ m}^3$

Bir vardiyadaki net çalışma süresi = 7 saat

Yılda çalışılan gün sayısı (T) = 300 gün/yıl

Günde çalışılan saat (t) = $7 \text{ saat/vardiya} \times 3 \text{ vardiya} = 21 \text{ saat/gün}$

Kayaç kabarma faktörü (k) = 1.35

Ekskavatör kepçe hacmi (v) = 5 m^3

Kepçe dolum faktörü (η) = 0.9

Kepçe periyodu (P) = 35 sn

İşyeri randımanı (i) = $50/60$

Ekskavatör iş miktarı = $\frac{5 \times 0.9 \times 3600 \times (50/60)}{1.35 \times 35} = 285.7 \text{ m}^3/\text{saat}$

Yıllık çalışma süresi = $21 \times 300 = 6300$ saat

Ekskavatör yıllık iş miktarı = $285.7 \times 6300 = 1.800.000 \text{ m}^3/\text{yıl}$

Ekskavatör sayısı = $\frac{16.950.000}{1.800.000} = 9.4 \approx 10$ ekskavatör

Cevher için,

Yıllık 1.500.000 ton cevher üretilebilmesi için yoğunluğu 4.09ton/m³ olan cevher için,

Yıllık ortalama cevher kazı hacmi = 366.748m³

Bir vardiyadaki net çalışma süresi = 7 saat

Yılda çalışılan gün sayısı (T) = 300 gün/yıl

Günde çalışılan saat (t) = 7 saat/vardiya*3 vardiya = 21 saat/gün

Kayaç kabarma faktörü (k) = 1.35

Ekskavatör kepçe hacmi (v) = 5 m³

Kepçe dolum faktörü (η) = 0.9

Kepçe periyodu (P) = 35 sn

İşyeri randımanı (i) = 50/60

Ekskavatör iş miktarı = $\frac{5 \cdot 0.9 \cdot 3600 \cdot (50/60)}{1.35 \cdot 35} = 285.7 \text{ m}^3/\text{saat}$

Yıllık çalışma süresi = 21*300 = 6300 saat

Ekskavatör yıllık iş miktarı = 285.7*6300 = 1.800.000 m³/yıl

Ekskavatör sayısı = $\frac{366.748}{1.800.000} = 0,2 \approx 1$ ekskavatör

4.6.3 Kamyon seçimi

Dekapaj için,

Kamyonun her seferi için gerekli tur zamanı:

$$t = t_1 + t_2 + t_3 + t_4$$

t₁=kamyonun dolma zamanı (saniye)

t₂=kamyonun ekskavatör yanında manevra zamanı (saniye)

t₃=kamyonun dolu ve boş olarak gidiş dönüş zamanı (saniye)

t₄=kamyonun döküm sahasında manevra ve boşaltma zamanı (saniye)

1 kamyon için gerekli kepçe sayısı=

$$= \frac{\text{Kamyon kapasitesi(ton)}}{\text{Kepçe kapasitesi (hacim)} \times \text{Kepçe dolum faktörü} \times \frac{\text{Kayaç yoğunluğu}}{\text{Kayaç kabarma faktörü}}}$$

$$1 \text{ kamyon için gerekli kepçe sayısı} = \frac{40\text{ton(kamyon kapasitesi)}}{5\text{m}^3(\text{kepçe kapasitesi}) \times 0.9 \times (2/1,35)} = 6 \text{ kepçe}$$

Ekskavatör uygulamada kamyonu 6 kepçe ile doldurabilir.

$$t_1 = 6 \times 28 = 168 \text{ sn}$$

$$t_2 = 60 \text{ sn}$$

Kamyonun dolu gidişte yapacağı maksimum hız 30 km/saat ve boş dönüşte 40 km/saat olarak alınmıştır. Kamyonlar için ortalama hız faktörü 0,8 olarak alınmıştır.

$$\text{Dolu gidiş zamanı} = 6.5\text{km} / 30(\text{km/saat}) \times 0,8 = 0.27 \text{ saat} = 16.25 \text{ dakika} = 975 \text{ saniye}$$

$$\text{Boş dönüş zamanı} = 6.5\text{km} / 40(\text{km/saat}) \times 0,8 = 0.20 \text{ saat} = 12.18 \text{ dakika} = 731 \text{ saniye}$$

$$t_3 = 975 + 731 = 1706 \text{ sn}$$

$$t_4 = 90 \text{ sn}$$

$$t = 168 + 60 + 1706 + 90 = 2024 \text{ sn}$$

$$\text{Saatteki sefer sayısı} = 3600/2024 \times (50/60) = 1.48 \text{ sefer}$$

$$\text{Kamyon iş hacmi} = 1.48 \text{ sefer} \times (6 \text{ kepçe} \times 5 \text{ m}^3 \times 0,9 \times (2 \text{ (t/m}^3) / 1,35)) = 59,2\text{ton/saat}$$

1 ekskavatör için gerekli kamyon sayısı = $285.7(\text{ekskavatör}) \times 2(\text{d}) / 59,2 = 9,65 \approx 10$ kamyon

Toplam Kamyon sayısı = 10 ekskavatör x 10 kamyon = 100 Kamyon

Cevher için,

Kamyonun her seferi için gerekli tur zamanı:

$$t = t_1 + t_2 + t_3 + t_4$$

t_1 = kamyonun dolma zamanı (saniye)

t_2 = kamyonun ekskavatör yanında manevra zamanı (saniye)

t_3 = kamyonun dolu ve boş olarak gidiş dönüş zamanı (saniye)

t_4 = kamyonun döküm sahasında manevra ve boşaltma zamanı (saniye)

$$1 \text{ kamyon için gerekli kepçe sayısı} = \frac{40 \text{ ton (kamyon kapasitesi)}}{5 \text{ m}^3 (\text{kepçe kapasitesi}) \times 0,9 \times (4,09 / 1,35)} = 2,93 \approx 3 \text{ kepçe}$$

Ekskavatör uygulamada kamyonu 3 kepçe ile doldurabilir.

$$t_1 = 3 \times 28 = 84 \text{ sn}$$

$$t_2 = 60 \text{ sn}$$

Kamyonun dolu gidişte yapacağı maksimum hız 30 km/saat ve boş dönüşte 40 km/saat olarak alınmıştır. Kamyonlar için ortalama hız faktörü 0,8 olarak alınmıştır.

$$\text{Dolu gidiş zamanı} = 4 \text{ km} / 30 (\text{km/saat}) \times 0,8 = 0,17 \text{ saat} = 10 \text{ dakika} = 600 \text{ saniye}$$

$$\text{Boş dönüş zamanı} = 4 \text{ km} / 40 (\text{km/saat}) \times 0,8 = 0,125 \text{ saat} = 7,5 \text{ dakika} = 450 \text{ saniye}$$

$$t_3 = 600 + 450 = 1050 \text{ sn}$$

$$t_4 = 90 \text{ sn}$$

$$t = 84 + 60 + 1050 + 90 = 1284 \text{ sn}$$

$$\text{Saatteki sefer sayısı} = 3600 / 1284 \times (50 / 60) = 2,33 \text{ sefer}$$

$$\text{Kamyon iş hacmi} = 2,33 \text{ sefer} \times (3 \text{ kepçe} \times 5 \text{ m}^3 \times 0,9 \times (4,09 \text{ (t/m}^3) / 1,35)) = 95,5 \text{ ton/saat}$$

1 ekskavatör için gerekli kamyon sayısı = $285.7(\text{ekskavatör}) \times 4,09(d) / 95.5 = 12.2 \approx 13$
kamyon

Toplam Kamyon sayısı = 1 ekskavatör x 13 kamyon = 13 Kamyon

4.6.4 Diğer makina seçimleri

İşletmede üretimin aksamaması için gereken diğer araçlar Çizelge 4.7' de verilmiştir.

Çizelge 4.7 : Diğer makine seçimleri.

Cins	Adet	Kapasite
Loder	1	5m ³
Dozer	3	240 HP
Greyder	1	196 HP
Sulama Tankeri	1	20 ton
Mazot Tankeri	1	18 ton
Yağlama Kamyonu	1	10 ton
Seyyar Tulumba	1	150 m ³ /saat
Silindir	1	80 HP
Patlayıcı Kamyonu	1	5 ton
Servis Aracı	1	125 HP



5. TARTIŞMA VE SONUÇ

Madencilik ilk yatırım maliyeti diğer sektörlere nazaran daha fazla olmakla birlikte, çok fazla parametre değerlendirilmesi esnasında dikkatli hesaplamalar ve yenilikçi algoritmalar göz önünde bulundurularak yapılması gereken bir üretim kültürüdür. Bu çalışmada bir bakır yatağının açık ocak nihai sınırının belirlenmesinde Micromine paket programının, optimize algoritması kullanılmıştır. Bu algoritma, nihai sınır hesaplama yöntemleri kısmında bahsedilen Lerchs-Grossmann yaklaşımını esas alan bir algoritmadır. Bu çalışmada, sırasıyla, sondaj verilerinin dijitalleştirilmiş halini programa aktararak, bir veri tabanı oluşturulmuştur. Ardından elde edilmek istenen verilere göre yeni sondaj uzunluğu görünüşleri istatistiksel olarak tasarlanmıştır. Daha sonra cevheri kesen sondajlar, belirli aralıklar ile kesitler alınarak çizgi kümeleri oluşturularak, yeraltında bulunan cevher kütle sınırları elde edilmiştir. Bu sınırlar üçgenleme modeli ile katı modele dönüştürülmüştür. Değer atanması ve üretim için gerekli olan bloklar oluşturulan katı model ile kesiştirilmiş ve blok boyutları belirlenmiştir. Burada sondaj verilerinden oluşturulan, kompozit dosyaları kullanılarak değer atama yöntemi kararlaştırılmış ve uzaklığın tersi yöntemi seçilmiştir. Bu yöntemin hangi nedenlerden dolayı seçildiği anlatılmıştır. Bu kısımlardan sonra en uygun pit elde etmek için bölgenin kayaç yapısına göre yönlere göre şev açıları tanımlanmış, bakır madenin ekonomik değeri, gider kalemleri, masraflar, amortisman giderleri, beklenen gelir gibi parametreler programa girilmiştir. Ocak tasarımında, basamak yüksekliği 15 metre, basamak şev açısı 70°, yol eğimi 9°, yol genişliği 15 metre seçilmiştir. Bu verilere göre, +1015 kotuna kadar yapılması planlanan açık ocak projesi, işletmenin ekonomik olmasını sağlayacaktır. Bu hesaplama sonucunda, işletmenin daha somut veriler ile daha güvenilir ve hata payı en aza indirilmiş olarak işletilebilmesi sağlanmıştır.

Elde edilen verilere göre; maden yatağının açık ocak işletme ömrü 26 yıl olarak hesaplanmakta, işletme 1.060.639.555 ₺ kar elde etmesi planlanmakta ve sürdürülebilir bir proje olarak görülmektedir. Ekonomik değerlerin değişmesi söz

konusu olduğunda, tüm maliyet girdileri güncellenerek tekrar bloklara ekonomik değer atanır ve yeni blok değerlerine göre optimizasyon yapılır ve nihai ocak sınırı değişimi, işletmeye uygulanır. Bu işletmenin zarar etmesini önlemeye yarayan proaktif bir yaklaşımdır.

Paket programların sayesinde ehil kişiler tarafından en iyi ve en kötü ekonomik senaryolar yapılarak, proje esnasında beklenmedik krizler olması durumunda bile, acil planlar ile yatırım kurtarımı sağlanabilmesi adına çalışılabilme imkanı sağlanabilir. Bu durum, her hangi bir durumda müdahale edebilme kabiliyeti kazandırması açısından çok faydalıdır.



KAYNAKLAR

- Achireko, P.**, (1998). Application of Modified Conditional Simulation and Artificial Neural Networks to Open Pit Optimization. Nova Scotia: Dalhousie University Daltech.
- Akçın, H.**, (2002). "GPS-Nivelman Ölçüleri ve Kriging Yöntemiyle Yerel Jeoit".(4).
- Barnes, R., & Johnson, T.**, (1988). Application of the max flow algorithm to ultimate pit design, in Engineering Design Better Results Through Operations Research Methods.
- Bartlett, D., Haffenden, M., & Leblanc, A.**, (2011). *Introduction to Micromine*. Nedlands: Micromine Pty.
- Dowd, P.**, (1994). Open Pit Optimization: Optimal Open Pit Design,Sect.A: Min., Trans. Instn. Min. Metall.
- Hustrulid, W., Kuchta, M., & Martin, R.**, (2013). *Open Pit Mine Planning & Design 3rd*. Rotterdam: CRC Press.
- Johnson, T., & Sharp, R.**, (1971). Three-dimensional dynamic programming method for optimal ultimate pit design. *US Bureau of Mines*, 7553.
- Kelly, J., & Davis, L.**, (1991). Hybridizing the Genetic Algorithm and the K Nearest Neighbors Classification Algorithm. *ICGA*, (pp. 377-383).
- Khalokakaie, R.**, (1999). *Computer-aided optimal open pit design with variable slope angles*. Leeds: University of Leeds,England.
- Kim, Y.**, (1978). Ultimate pit limit design methodologies using computer models-the states of art. *Mining engineering*(30), 1454-1458.
- Koenigsberg, E.**, (1982). The optimum contours of an open pit mine: An application of dynamic programming. USA: The 17th Application Of Computers and Operations Research in the Mineral Industry Symposium.
- Korobov, S.**, (1974). Method for determining optimal open pit limits. *Technical Report*, 1-24.
- Lerchs, H., & Grossmann, I.**, (1965). Optimum design of open pit mines. *CIM Bulletin*.
- Onur, A. H.**, (1992). *Optimal open pit design and planning*. Leeds: University of Leeds.
- Onur, A. H.**, (1995). Açık işletmelerde nihai sınır tesbitinde yeni bir yöntem: Düzeltilmiş Korobov Algoritması. *Türkiye 14. Madencilik Kongresi*, 269-275.
- Tamrock, S.**, (1999). *Rock Excavating Handbook*.
- Tercan, A.**, (2007). *Jeostatistiksel Rezerv Hesabı ve Surpac Uygulaması T.K.İ. Raporu*. Ankara: Hacettepe Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü.

- Tüylü, S.**, (2009). *Madencilik Projelerinde En Uygun Ekonomik Sınır Tenör Stratejisinin Geliştirilmesi*. İstanbul Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü.
- Wright, E.**, (1989). The Use of Dynamic Programming for pen Pit Mine Design:Some Practical Implications. *Mining Science and Technology*.
- Yalçın, E.**, (1991). Açık işletme dizaynı için üç boyutlu dinamik programlama tekniği. *Madencilik*(3(2)), 21-27.



EKLER

EK-1: Sondaj koordinatları



EK-1

Hole No	East	North	RI	Depth
M1	249957.56	4219651.01	1381.1	180.2
M2	249883.02	4219590.04	1391.94	170.3
M3	250074.34	4219638.16	1349.94	213.75
M4	249999.3	4219659	1377.93	115.4
M4A	249995.74	4219656.19	1378.73	320
M5	250098.82	4219602.16	1330.69	175.65
M6	250029.84	4219565.99	1333.7	210.95
M7	250079.09	4219685.69	1360.19	277.35
M8	250176.23	4219639.28	1332.5	300.2
M9	250296.73	4219681.88	1314.01	237.55
M10	250367.35	4219560.02	1302.88	343
M11	249942.18	4219715.25	1405.67	268.15
M12	249845.48	4219693.14	1444.99	353
M13	250063.68	4219720.24	1369.18	296.3
M14	249698.94	4219680.34	1465.83	335.45
M16	250316.2	4219766.3	1326.09	321.05
M17	250159.48	4219597.68	1326.79	188.3
M18	250115.71	4219670.48	1352.68	310
M87	249740.47	4219637.78	1433.59	250.75
M88	249856.84	4219617.02	1400.35	134
M89	249831.57	4219636.8	1418.61	160.1
M90	249900.35	4219636.36	1396.1	135.9
M91	249903.4	4219668.13	1404.54	215.15
M94	249834.29	4219777.38	1485	382.85
M19	250237.46	4219661.6	1310.93	294.85
M20	250043.31	4219605.74	1349.11	189.35
M21	250276.87	4219449.71	1326.28	240
M22	248395.79	4219443.8	1499.9	270.7
M23	250069.8	4219786.75	1360.56	282.75
M28	250137.37	4219635.26	1340.45	238.2
M29	250017.4	4219723.5	1386.59	390
M30	250017.43	4219772.59	1393.26	367.6
M31	249956.41	4219797.24	1422.65	258.9
M32	249792.88	4219691.51	1456.98	340.55
M33	250200.79	4219739.07	1311.54	358.45
M34	250111.71	4219720.03	1349.94	336.1
M35	249891.3	4219733	1439.76	233.55
M36	249814.88	4219736.69	1478.63	330.05
M39	249754.91	4219518.54	1422.79	294.6
M42	250052.14	4219855.51	1359.77	445.25
M44	250259.71	4219734.84	1316.66	353.05
M45	250208	4219782.1	1313.68	345
M46	250273.2	4219801.64	1318.41	355

M52	250134.57	4219772.81	1334.46	371.05
M54	250084.27	4219828.64	1349	396.55
M55	250155.56	4219726.68	1329.07	315.45
M56	250193.38	4219683.1	1329.03	323.85
M60	249975.25	4219754.65	1409.97	283.9
M61	250009.41	4219695.65	1379.09	251.1
M62	250035.43	4219674.02	1371.47	273.05
M65	249967.33	4219698.74	1388.53	288.1
M66	250075.58	4219783.79	1361.28	343.2
M76	249751.55	4219691.78	1461.56	361.8
M77	249794.61	4219592.52	1402.99	162.15
M80	249676.8	4219618.2	1449.63	229.15
M81	249704.03	4219575.15	1417	224.05
M82	249702.3	4219520.3	1431.22	229.1
M84	249805.84	4219558.19	1391.37	87.15
MG28	250131.2	4219626.7	1341.34	250.1
MG61	249989.9	4219679.9	1383.68	188.05
MG2	249998.4	4219716.2	1388.72	219
M95	250412.2	4219802.3	1337.41	377.6
M96	250383.9	4219723.8	1325.29	421.5
M97	249581.8	4219540.3	1466.71	297.35
DDH1	249960.39	4219793.08	1419.74	257
DDH2	249931.73	4219750.55	1424.54	206
DDH3	250089.04	4219685.66	1356.68	176
DDH4	249939.47	4219683.86	1392.51	134.1
DDH5	249782.9	4219690.5	1455.92	28.14
DDH6	249839.15	4219666.15	1427.78	252
DDH7A	249739.49	4219598.7	1417.08	189.5
DDH7	249735.49	4219594.7	1417.2	211.5
M60A	249986.4	4219759.2	1409.49	415.1
M102	250503.6	4219777.21	1341.79	378.7
P1	249872.67	4219644.96	1408.65	153
P3	249869.61	4219541.85	1383.03	16
P3A	249869.61	4219542.89	1383.09	70.75
P4A	249832.63	4219534.96	1386.37	39.1
P5	249824.29	4219591.38	1400.65	94
P6	249809.52	4219616.83	1413.48	147.5
P7	249866.36	4219511.01	1381.95	30
P10	249757.17	4219604.1	1415.84	188.4
P11	249771.53	4219566.21	1403.14	68.3
P11A	249773.23	4219567.34	1403.19	108.5
P15	249930.93	4219653.46	1390.11	205
P16	250026.95	4219647.4	1371.24	199
P29	249834.27	4219567.05	1391.25	58
P29A	249849	4219565	1390	64
P12	249862.65	4219561.11	1385.38	55

P2	249791.72	4219655.05	1441.46	189
P13	249890.8	4219557	1383.34	28.3
P14	249950.22	4219723.44	1405.9	281.5
P17	250147.09	4219680.84	1348.8	290
P18	250142.39	4219804.53	1330.98	283
P19	250171.19	4219803.18	1322	356.5
P20	250223.67	4219835.41	1313	371
P21	250199.82	4219628.23	1322.17	209.5
P22	250250.41	4219770.48	1316.82	327.5
P23	250301.45	4219841.55	1334.41	392.5
P24	250119.8	4219927.2	1347.35	414
P4	249812.56	4219538.07	1386.1	31.5
AD1	249806.5	4219545.8	1309.75	55.2
ZP1	248844	4219287	1479	42
CS_1	249738	4219440	1420	166.5
CS_1A	249738	4219440	1420	250
CS_2	249670	4219461	1.441.266	205
CS_4	249456.76	4219507.7	1476	356
CS_5	250048.2	4219833.7	1358.18	398
CS_6	250102	4219855.6	1351.7	398
AS1	249.847.186	4.219.569.123	1.375.734	50
AS2	249.874.344	4.219.574.773	1.381.351	75
AS1A	249.847.186	4.219.569.123	1.375.134	100
AS3	249754	4219479	1420	108
ar_5	249828	4219836	1510	557
ar_6	250218	4218657	1300	530
AR-1	250048.2	4219833.7	1358.18	398
AR-2	250048.2	4219833.7	1358.18	419
AR-7	250119.8	4219927.2	1347.35	459
AR-8	250102	4219855.6	1351.7	417
AR-10	250223.67	4219835.41	1313	465
AR-11	250223.67	4219835.41	1313	571
AR-12	250119.8	4219927.2	1347.35	435
AR-12A	250119	4219927	1347	605
AR-14	250052	4219855	1359	510
AR-14A	250052	4219855	1359	92
SD-2	250048	4219833	1358	457
SD-7	250223.67	4219835.41	1313	553
SD-10	250223	4219835	1313	364
SD-11	250461.67	4219810.48	1344.47	711.9
SD-12	250461.67	4219810.48	1344.47	358.1
SB-1	249.598.308	4.219.514.507	1.447.492	700
SB-2	249510	4219402	1474	683
SB-3	249125.92	4.219.507.168	1.604.461	532.2
SB-4	248.937.068	4.219.487.965	1.583.316	551
SB-5	248.713.557	4.219.486.399	1.541.919	638

SB-6	248505	4219468	1.518.764	551.1
SB-8	248895	4218947	1440	602
SB-9	248283	4219269	1505	346
SB-10	248.148.507	4.219.149.126	1.543.562	500
SB_12	249.649.606	4.219.797.389	1540.74	295.4
SB_13	249.649.606	4.219.797.389	1540.74	344
SD-1	250.047.145	4.219.827.809	1.358.059	419
SD-3	250.047.145	4.219.827.809	1.358.059	444
SD-4	250.116.755	4.219.940.328	1.347.144	482
SD-9	250.221.513	4.219.818.851	1.314.117	431.5





ÖZGEÇMİŞ



Ad-Soyad : Hakan Altıparmak
Doğum Tarihi ve Yeri : 31.08.1988 İstanbul
E-posta : altiparmakh@itu.edu.tr
hakan.altiparmak@rwth-aachen.de

ÖĞRENİM DURUMU:

- **Lisans:** 2011, İstanbul Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümü
- **Yüksek Lisans:** 2015, RWTH Aachen Universitaet, Institut für Rohstoffgewinnung über Tage und Bohrtechnik (BBK III)