ÇUKUROVA ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

YÜKSEK LİSANS TEZİ

Fikret FİDAN

HINIS-ZIRNAK (ERZURUM) YÖRESİ LİNYİT YATAĞININ DEĞERLENDİRİLMESİ

MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI

ADANA, 2011

ÇUKUROVA ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

HINIS-ZIRNAK (ERZURUM) YÖRESİ LİNYİT YATAĞININ DEĞERLENDİRİLMESİ

Fikret FİDAN

YÜKSEK LİSANS TEZİ

MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI

Bu Tez 22/09/2011 Tarihinde Aşağıdaki Jüri Üyeleri Tarafından Oybirliği/~~Oyçokluğu~~ ile Kabul Edilmiştir.

…….....	……..…	…….....
Doç. Dr. Ahmet DAĞ	Prof. Dr. Mustafa AYHAN	Doç. Dr. Ahmet Mahmut KILIÇ
DANIŞMAN	2.DANIŞMAN	ÜYE
...…….....	...……..……..	
Doç. Dr. Özen KILIÇ	Yrd.Doç. Dr. Mustafa AKYILDIZ	
ÜYE	ÜYE	

Bu Tez Enstitümüz Maden Mühendisliği Anabilim Dalında hazırlanmıştır.
Kod No:

Prof. Dr. İlhami YEĞİNGİL
Enstitü Müdürü

Bu Çalışma Ç. Ü. Araştırma Projeleri Birimi Tarafından Desteklenmiştir.
Proje No: MMF2010YL34

Not: Bu tezde kullanılan özgün ve başka kaynaktan yapılan bildirişlerin, çizelge ve fotoğrafların kaynak gösterilmeden kullanımı, 5846 sayılı Fikir ve Sanat Eserleri Kanunundaki hükümlere tabidir.

ÖZ

YÜKSEK LİSANS TEZİ

HINIS-ZIRNAK (ERZURUM) YÖRESİ LİNYİT YATAĞININ DEĞERLENDİRİLMESİ

Fikret FİDAN

ÇUKUROVA ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ
MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI

Danışman 1 : Doç. Dr. Ahmet DAĞ
Danışman 2 : Prof. Dr. Mustafa AYHAN
Yıl: 2011, Sayfa: 91
Jüri : Prof. Dr. Mustafa AYHAN
: Doç. Dr. Ahmet Mahmut KILIÇ
: Doç. Dr. Özen KILIÇ
: Doç. Dr. Ahmet DAĞ
: Yrd. Doç. Dr. Mustafa AKYILDIZ

Bu çalışma, Hınıs–Zırnak (Erzurum) civarındaki linyit yatağının değerlendirilmesi ve ayrıntılı rezerv belirleme çalışmalarını kapsamaktadır. Sahada daha önce yapılmış olan sondaj ve yarma bilgilerinden oluşturulan veri tabanı ile önce indicator jeoistatistik ile kömür sınırları belirlenmiş, belirlenen sınır içerisindeki, bölgesel bir değişken olan kömür kalınlık parametresinin mesafeye bağlı ilişkinin matematiksel fonksiyonları bulunmuştur. Elde edilen fonksiyonlar kullanılarak yapılan jeoistatistiksel çalışma sonucu yatak rezervi ayrıntılı olarak belirlenmiştir. Yatak rezervi klasik bir yöntem olan poligon yöntemiyle de ayrıca belirlenmiş ve sonuçlar karşılaştırılmıştır.

Anahtar Kelimeler: Jeoistatistik, Hınıs–Zırnak Linyit Yatağı, JEOSTAT, Rezerv

ABSTRACT

MSc THESIS

EVALUATION OF THE LIGNITE DEPOSITS IN HINIS-ZIRNAK (ERZURUM) REGION

Fikret FİDAN

ÇUKUROVA UNIVERSITY
INSTITUTE OF NATURAL AND APPLIED SCIENCES
DEPARTMENT OF MINING ENGINEERING

Supervisor 1 : Assoc. Prof. Dr. Ahmet DAĞ
Supervisor 2 : Prof. Dr. Mustafa AYHAN
Year: 2011, Pages: 91
Jury : Prof. Dr. Mustafa AYHAN
: Assoc. Prof. Dr. Ahmet Mahmut KILIÇ
: Assoc. Prof. Dr. Özen KILIÇ
: Assoc. Prof. Dr. Ahmet DAĞ
: Asst. Prof. Dr. Mustafa AKYILDIZ

This study covers the evaluation of lignite sources around the Hınıs-Zırnak area in Erzurum and provides details on methods for determining lignite reserves. Using the database constructed from the information obtained from drilling and mining operations previously done in this area, two things were accomplished. First, using indicator geostatistical methods, the boundaries of coal mines were determined. Second, the mathematical functions that relate coal-thickness within these boundaries to the distance from the surface were estimated. Using these mathematical functions together with geostatistical methods, a detailed account of lignite reserves was estimated. As a comparison, lignite reserves were also estimated using a well-known polygon method.

Key Words: Geostatistics, Hıns-Zırnak Lignite Mines, JEOSTAT, Reserve

TEŞEKKÜR

Öncelikle bu çalışmanın Hınıs–Zırnak (Erzurum) Linyit yatağını üretime alma çabalarına ve yurt madenciliğine faydalı olmasını diliyor, çalışmanın yapılmasında her türlü yardımlarını esirgemeyen danışman hocalarım sayın Doç.Dr. Ahmet DAĞ'a ve sayın Prof.Dr. Mustafa AYHAN'a çok teşekkür ediyorum.

Bilgisayar programının kullanımı ve jeoistatistik konularındaki tecrübelerinden faydalandığım hocam sayın Yrd.Doç.Dr. Bayram Ali MERT'e teşekkürü bir borç bilirim.

Yüksek lisans eğitimime başlamamda ve hayata yeni bir kapı açmamda maddi ve manevi çok büyük faydalarını gördüğüm babam Vecdettin FİDAN'a ve annem Sultan FİDAN'a ve tüm aile mensuplarına ve özellikle de eşim Nurgül FİDAN'a, çok teşekkür ediyor, saygılarımı sunuyorum.

İÇİNDEKİLER **SAYFA**

ÖZ I
ABSTRACT II
TEŞEKKÜR III
İÇİNDEKİLER IV
ÇİZELGELER DİZİNİ VI
ŞEKİLLER DİZİNİ VIII
1. GİRİŞ 1
2. ÖNCEKİ ÇALIŞMALAR 5
2.1. Jeoistatistiksel Analiz Üzerine Yapılan Önceki Çalışmalar 6
2.2. Maden Yatağı Üzerinde Yapılan Önceki Çalışmalar 7
3. MATERYAL VE METOD 9
3.1. Materyal 9
3.1.1. Maden Yatağı Hakkında Genel Bilgiler 9
3.1.2. Erzurum–Hınıs–Zırnak Linyit Yatağının Jeolojisi 9
3.1.2.1. Stratigrafik Jeoloji 12
3.1.2.1.(1). Ali Bonca Formasyonu 13
3.1.2.1.(2). Zırnak Formasyonu 13
3.1.2.2. Yapısal Jeoloji 14
3.1.3. Sondaj Bilgileri 17
3.2. Metod 20
3.2.1. JEOSTAT Bilgisayar Programı 22
3.2.1.1. Verilerin Hazırlanması ve Oktulması 23
3.2.1.2. İstatistiksel Analiz Aşaması 25
3.2.1.3. Yarıvariogram Analizi 26
3.2.1.4. Çapraz Doğrulama Tekniği ile Model Uygunluk Testi 28
3.2.1.5. Kriging Tahmini 28
3.2.2. Kaynak–Rezerv Tanımları ve Sınıflandırılması 30
3.2.2.1. Kaynak ve Rezerv Kavramları 31
3.2.2.2. Başlıca Kaynak ve Rezerv Sınıflandırmaları 36

3.2.2.3. Tanım ve Sınıflandırmaların Değerlendirilmesi 36
3.2.3. Rezerv Hesaplama Yöntemi 38
3.2.3.1. Blok Model Kavramı 39
3.2.3.2. Geometrik Yöntemler 40
3.2.3.3. Ters Uzaklık Yöntemi 41
3.2.4. Jeoistatistik Yöntem 42
3.2.4.1. Yarıvariogram Analizi 46
3.2.4.1.(1). Teorik Yarıvariogram Modelleri 50
3.2.4.1.(2). Yarıvariogram Fonksiyonunun Özellikleri 54
3.2.4.2. Çapraz Doğrulama Tekniği ile Yarıvariogram Modelinin Test Edilmesi 57
3.2.4.3. Kriging Tahmini 58
3.2.4.3.(1). Ordinary Kriging Tahmini Tekniği 60
3.2.4.3.(2). Ordinary Kriging Tahmini Tekniği ile Noktasal ve Alansal Tahminlerin Yapılması 63
3.2.5. Maden Yatağının Sınırlarının Belirlenmesi 66
3.2.5.1. İndikatör Kriging ve Yatak Sınırlarının Belirlenmesi 67
3.2.6. Belirlenmiş Sınırlar İçerisine Tahmin Yapılması 69
4. ARAŞTIRMA BULGULARI 71
4.1. Çalışma Alanındaki Değişkenlerin İstatistiksel Açıdan Değerlendirilmesi 71
4.2. İndikatör Jeoistatistiksel Yöntem ile Yatak Sınırlarının Belirlenmesi 73
4.3. Jeoistatistiksel Yöntem ile Yatağın Rezerv Dağılımlarının Belirlenmesi 77
4.4. Poligon Yöntemiyle Yatak Rezervinin Belirlenmesi 82
5. SONUÇLAR VE ÖNERİLER 85
KAYNAKLAR 87
ÖZGEÇMİŞ 91

ÇİZELGELER DİZİNİ **SAYFA**

Çizelge 3.1. Sondajlar ve ortalama kömür kalite değerleri 21
Çizelge 3.2. Rezerv-kaynak sınıflandırması (McDivitt, 1965) 36
Çizelge 3.3. Ters uzaklık yöntemiyle ağırlık katsayıları hesaplanması ve tahmin (Örnek sayısı 5) 44
Çizelge 3.4. Ters uzaklık yöntemiyle ağırlık katsayıları hesaplanması ve tahmin (Örnek sayısı 7) 45
Çizelge 4.1. Kömür, kalınlık ve kalori parametrelerine ait tanımlayıcı istatistiksel bilgiler 72
Çizelge 4.2. İndikatör teorik yarıvariogram model parametreleri 74
Çizelge 4.3. İndikatör yarıvariogram model testi sonuçları 76
Çizelge 4.4. Kömür kalınlık (m) teorik yarıvariogram model parametreleri 78
Çizelge 4.5. Kömür kalınlık (m) yarıvariogram model testi sonuçları 79
Çizelge 4.6. Rezerv Hesapları 82
Çizelge 4.7. Poligonlar alanları ve rezerv hesapları 84

ŞEKİLLER DİZİNİ **SAYFA**

Şekil 3.1. Çalışma alanı yer bulduru haritası 10
Şekil 3.2. Çalışma alanının paftası 11
Şekil 3.3. Çalışma alanından bir kesit 11
Şekil 3.4. Çalışma alanına ait kömür görselleri 12
Şekil 3.5. Erzurum-Hınıs-Dağçayırı (Kavar) köyünün 2500 m Kuzeydoğusundan bir görünüm 13
Şekil 3.6. Erzurum-Hınıs-Zırnak (Kuşluca) köyünün 1500 m Kuzeybatısından bir görünüm 14
Şekil 3.7. Erzurum-Hınıs-Zırnak (Kuşluca) köyünün 2000 m Kuzeybatısından bir görünüm 15
Şekil 3.8. JEOSTAT programının çalışma prensibine ilişkin genel akım şeması (Mert, 2004) 23
Şekil 3.9. Programın " file " menüsünden bir görünüş (Mert, 2004) 24
Şekil 3.10. Histogram ve tanımlayıcı istatistiklerin gösterimi (Mert, 2004) 25
Şekil 3.11. X – Y serpilme diyagramının gösterimi (Mert, 2004) 26
Şekil 3.12. Programın yarıvariogram menüsünden bir görünüş (Mert, 2004) 27
Şekil 3.13. Model uygunluk testi menüsünden bir görünüş (Mert, 2004) 29
Şekil 3.14. Programın "Kriging" ekranından bir görünüş (Mert, 2004) 30
Şekil 3.15. Jeolojik kaynaklardan cevher rezervlerine gelen gelişimin grafiksel anlatımı (Noble, 1993) 33
Şekil 3.16. Tipik bir cevher kütlesi için sondaj sayısı/kaynak ilişkisi (Noble, 1993) 34
Şekil 3.17. Bir açık işletmenin tipik geometrik düşey kesiti 34
Şekil 3.18. Kaynak, rezerv ve potansiyel kavramlarının grafiksel tanımı (Caner, 1983) 38
Şekil 3.19. Tahmini yapılcak A noktası ve etrafındaki değeri bilinen örnekler 44
Şekil 3.20. Üç boyutlu uzayda çiftler arası uzaklık ve yön hesabı (Mert, 2004) 47
Şekil 3.21. Deneysel yarıvariogram grafiği 48
Şekil 3.22. Uzaklığa ve yöne göre uzaklık ve açı toleransları (Pannatie, 1998: Mert, 2004'den) 48

Şekil 3.23. Küresel tip teorik yarıvariogram modeli ve parametreleri (Mert, 2004) 50
Şekil 3.24. Küresl tip yarıvariogram modeli 51
Şekil 3.25. Gaussian tip yarıvariogram modeli 51
Şekil 3.26. Doğrusal tip yarıvariogram modeli 52
Şekil 3.27. Exponensiyel tip yarıvariogram modeli 52
Şekil 3.28. Genelleştirilmiş doğrusal tip yarıvariogram modeli 53
Şekil 3.29. Hole effect tip yarıvariogram modeli 53
Şekil 3.30. Paddington karışık tip yarıvariogram modeli 54
Şekil 3.31. Geometrik anizotropi 56
Şekil 3.32. Zonal anizotropi 56
Şekil 3.33. Geometrik anizotropi ve X – Y eksenlerindeki dönüşüm (Amstrong, 1997) 57
Şekil 3.34. a) blok-nokta, b) blok-blok, c) nokta-nokta ortalama variogramların şekilsel gösterimi 61
Şekil 3.35. Tahmini yapılacak “V” alanı 63
Şekil 3.36. Maden yatağındaki cevherli ve cevhersiz bölge sınırları (Tercan, 1996) 68
Şekil 3.37. Konveks ve konkav poligonlar 69
Şekil 4.1. Sondaj ve yarmaya ait lokasyon haritası 71
Şekil 4.2. Kömür kalınlık histogram grafiği 71
Şekil 4.3. Kömür kalori histogram grafiği 72
Şekil 4.4. Kömür kesen ve kesmeyen sondajların dağılımı 75
Şekil 4.5. İndikatör göstergelerin deneysel ve teorik yarıvariogramı 74
Şekil 4.6. Çapraz doğrulama grafiği 75
Şekil 4.7. Linyit yatağının belirlenmiş olan rezerv sınırları 77
Şekil 4.8. Kömür kalınlık (m) deneysel ve teorik yarıvariogramı 78
Şekil 4.9. Gerçek kalınlık (m) ve tahmini yapılan kalınlık (m) değerleri dağılımı 80
Şekil 4.10. Kömür kalori (Kcal/kg) tahmin haritası 81
Şekil 4.11. Belirlenen sınırlar içerisindeki kömür kalori dağılım haritası 81
Şekil 4.12. Her bir sondaj için elde edilen poligonlar 83

1. GİRİŞ

Birincil enerji kaynakları grubunda, fosil yakıtlar içerisinde yer alan kömürler havanın oksijeni ile doğrudan yanabilen ve % 50–95 arasında serbest veya bileşik karbon içeren organik kayaçlardır. Kömürlere ilişkin birçok sınıflama yapılmıştır. Ancak günümüzde, fiziksel özelliklerine göre yapılmış olan; turba, linyit, taşkömürü, antrasit sınıflaması yaygın olarak kullanılmaktadır. Linyitler genellikle yumuşak, kırılgan ve mat görünüştedirler. Bu tip kömürlerin temel özelliği göreceli olarak yüksek oranda nem, düşük oranda karbon içermesidir. Taşkömürü ve antrasitler ise genellikle sert ve parlak görünüşte olup göreceli olarak nem içerikleri düşük, karbon oranları yüksektir.

Kömür; homojen olmayan, kompakt, çoğunlukla lignoselülozik bitki parçalarından meydana gelen, tabakalaşma gösteren, içerisinde çoğunlukla C, az miktarda H – O – S ve N elementlerinin bulunduğu ana inorganik maddelerin de yer aldığı, bataklıklarda oluşan, kahverengi ve siyah renk tonlarında, yanıcı, katı fosil organik kütlelerdir. Kömürler yakıt hammaddesi oldukları gibi, değişik amaçlarla da kullanılır.

Kömürler, bataklık ortamlarda, uygun (nemli ve sıcak iklimin bulunması, yeterli organik maddenin ortama gelmesi, bataklık suyunun pH şartlarının 4-5 civarında bulunması, bataklığın malzeme gelimi ile durumunda, bitki parçalarının bozuşması, parçalanması, bataklık suyu ile bir jel haline gelmesi, bazı kimyasal reaksiyonlar sonucu bu organik malzemenin fiziksel ve kimyasal değişikliklere uğraması sonucu meydana gelirler.

Kömürleri meydana getiren bataklıkların geliştiği ortamlar; kalın kömür damarlarının oluştuğu deltalar, kalın ve oldukça düzgün yayılıma sahip kömürlerin oluştuğu göl kıyısı bataklıkları, ince kömür damarlarının oluştuğu deniz etkisindeki lagünel ve ince kömür damarlarının oluştuğu akarsu taşkın ovalardır.

Ülkemizde bulunan linyit yataklarından Tersiyer yaşlı olan çökellerin toplamı yaklaşık 110.000 km^2 dir. Tersiyer alanlarının yaklaşık % 2 sini Eosen, % 14 ünü Oligosen, % 52 sini Miyosen ve % 32 sini Pliyosen yaşlı çökeller oluşturmaktadır.

Kömür; diğer birincil enerji kaynakları ile karşılaştırıldığında tartışmasız çok fazla olan rezerv ömrü ve yeryüzündeki geniş dağılımı nedeniyle nedeni ile özellikle 2030 yılından sonra çok daha büyük önem kazanacaktır. Dünyada toplam kanıtlanmış kömür rezervi 909 milyar ton olup ülkemiz sahip olduğu linyit rezervleri ile ilk 10 içerisinde yer almaktadır.

MTA Genel Müdürlüğü tarafından 1993 yılında yayımlanan "Türkiye Linyit Envanteri" kitabında ülkemiz linyit sahalarının jeolojik özelliklerini içeren özet bilgiler, jeolojik haritalar ve kesitler yer almaktadır.

1990'lı yılların başlarında ülkemizin ithal doğal gaza yönelmesi ile durma noktasına gelen kömür arama çalışmaları, 2005 yılında MTA Genel Müdürlüğü koordinasyonunda başlatılan projeler ile yeniden bir ivme kazanmıştır. Bu çalışmalarda önceliği, ülkemizdeki kömür çökelimine uygun alanların yeniden gözden geçirilmesi ve yeni alanların belirlenmesi oluşturmuştur. Bu bağlamda Trakya, Soma (Manisa), Karapınar (Konya), Dinar (Afyonkarahisar), Alpu (Eskişehir) ve Afşin – Elbistan (Kahramanmaraş) havzalarında yeni kömürler bulunmuş, bilinen sahalarda ise rezerv artışları sağlanmıştır.

Uzun yıllardır 8,3 milyar ton olarak bilinen linyit rezervlerimiz 12,6 milyar tona ulaşmıştır. Ancak, işletme yapılan linyit sahalarında bugüne kadar yapılan kömür üretiminin 1,1 milyar ton civarında olduğu ortaya çıkmaktadır. 2005 yılından sonra ülkemiz linyitlerinde artışı gerçekleştirilen 4,2 milyar tonluk görünür+muhtemel+mümkün rezerv, çok önemli bir yerli enerji kaynağıdır (MTA, 2010).

Türkiye'nin kaynaklar bazında 2010 yılı enerji üretimi, 29.192 TEP (ton petrol eşdeğeri)'dir. Bununun, %58'i kömür, %10 hidrolik enerji, %10 petrol ve doğal gaz, %16'sı gayri ticari enerji ve %6'sı ise diğer kaynaklardır (DEK-TMK, 2010).

Bilgisayar teknolojisinin gelişmesiyle birlikte maden yataklarının değerlendirilmesinde ilk ve ana unsur olan sondajlarının değerlendirilmesi aşaması, bilgisayarlar yardımıyla yapılmaya başlamıştır, bunun paralelinde açılan sondajların değerlendirilmesi konusunda da birçok çalışma yapılmıştır ki bunların içinde en güvenilir ve en kapsamlı olanı da jeoistatistiksel yöntemlerdir. Bu yöntem son 30

yıldır modern dünyada hızla yayılmış ve önüne geçilemez bir hal almıştır. Bu süreçte jeoistatistik yöntemlerin maden yataklarında nasıl uygulandığı konusunda birçok makale yayınlanmış ve bunların içinde en çok maden yataklarının rezervlerinin tahminlerine yönelik bir araç olarak kullanımı önde gelmiştir (Clark, 1983).

Bir maden yatağındaki cevherin tenör ve kalınlık dağılımları kısmen şekillenmiş ve kısmen de tesadüfi olarak dağılmıştır. Yatak boyunca cevherin tenörü ve kalınlığı hep aynı olsa idi yatağın modellenmesi çok daha basit olacak ve birçok tahmin yöntemine gerek kalmayacaktır (Matheron, 1978). Bu çerçevede maden yataklarının değerlendirilmesi için önem arz eden kalınlık ve tenör gibi değişkenlerin yatak boyunca nasıl bir dağılım sergilediğini kestirmek amacıyla birçok tahmin yöntemi geliştirilmiştir. Bunlardan klasik istatistik yöntemler ve mesafenin tersine göre ağırlıklandırma yöntemleri (Ters Uzaklık Yöntemi), maden yatağındaki cevherleşme yapısı hakkında tam bilgi sahibi olma imkânı sağlamadığı için; son yıllarda yatağın verilerini kullanarak ilgili değişkenlerin yöne ve uzaklığa bağlı değişimlerinin modellenmesinde gerçekçi bir yaklaşım olan jeoistatistik yöntemler kullanılmaya başlanmıştır. Çalışma alanında yapılmış olan sondajlardan elde edilen verilere göre jeoistatistik kullanılarak yapılan analizlerde, cevherleşmenin yapısı, büyüklüğü ve cevher zonlarının dağılımı daha gerçekçi olarak elde edilir ve bu selektif madencilik için oldukça önemlidir (Tercan ve Özçelik, 2000).

Bu çalışma ile literatür araştırmalarında jeoistatistik yöntemler kullanılarak cevher yataklarının modellenmesi üzerine yapılan önceki çalışmalar ve ilgili yayınlar irdelenmiş ve Hınıs-Zırnak (Erzurum) dolaylarındaki linyit yatağı hakkında ayrıntılı bilgi elde edilmesi ve bölgede mevcut olan rezerv miktarlarının ayrıntılı olarak belirlenmesi amaçlanmıştır.

2. ÖNCEKİ ÇALIŞMALAR

İlk olarak yerbilimlerinde karşılaşılan kestirim problemlerinin çözümüne yönelik olarak ortaya çıkmış olan jeoistatistiksel teorinin temelleri ilk kez Fransız Maden Mühendisi George Matheron tarafından ortaya atılmış ve yöntem daha sonra çok benimsenerek, geniş bir şekilde kullanılmaya başlanmıştır.

1960'lı yıllarda Güney Afrika'da yapılan deneysel çalışmalardan sonra George Matheron'un Yöresel Değişkenler Teorisini yayınlamasıyla ortaya çıkan Jeoistatistik, maden yataklarının bazı bölgelerindeki bilinmeyen değerlerin tahminlerinde iyi sonuçlar vermiş; dolayısıyla da jeolojik ve madencilik problemlerine yol göstermiştir (Clark, 1979).

Jeoistatistiğin en yaygın kullanışı maden yataklarının rezervlerinin tespitidir. Ancak, jeoistatistik bilim dalı içerisinde geliştirilen yarıvariogram analizleri ve kriging yöntemleri kendisine birçok çalışma alanı bulmuştur. Örneğin; maden ve jeoloji mühendisliği dallarında araziden alınan sondaj değerlerinin jeoistatistik analizi neticesinde yeraltındaki bilinmeyen değerlerin tahminleri yapılmış bu ise, gerek maden yataklarının rezerv hesaplamalarında ve gerekse üretim planlamalarına büyük kaynak teşkil etmiştir.

Çevre mühendisliği dalında su ve topraktan alınan herhangi bir kirletici üzerinde yapılan jeoistatistik analiz neticesinde toprak ve sudaki kirleticilerin miktarlarının tahminleri yapılmıştır. Diğer yönden; meteoroloji bilim dalında yağış gözlem istasyonlarından alınan yağış verilerinin jeoistatistik analizi neticesinde bölgesel yağış tahminleri yapılmıştır.

Sulama ve drenaj mühendisliğinin gerektirdiği toprak özelliklerinin belirlenmesinde, toprakların kabiliyet sınıflarının oluşturulmasında kullanılan parametrelerin ortaya konulmasında, tarım topraklarının verimlilik envanterlerinin çıkarılmasında, toprakların fiziksel ve kimyasal özelliklerinin belirlenmesi ve haritalanma olasıklarının araştırılmasında jeoistatistik yöntemler yoğun olarak kullanılmıştır (Çetin, 1996).

Jeoistatistik analiz konusunda sayısız makale yayınlanmış ve tez yazılmıştır. Aşağıda bu çalışmalardan sadece ülkemizde yapılanlarından önemli olan birkaç örnek verilecektir.

2.1. Jeoistatistiksel Analiz Üzerine Yapılan Önceki Çalışmalar

Şen (1999), Sivas-Kangal Uzunyayla Molas Havzasının güneyindeki Kalburçayı kömür havzalarının rezervlerinin belirlenmesine yönelik bir yüksek lisans tez çalışması yapmış, çalışmasında Tercan ve Diğerleri (1999) tarafından belirlenmiş yatak sınırlarından yararlanmıştır. Aynı çalışmada yatak rezervlerini poligon, üçgen ve diğer rezerv hesaplama yöntemleriyle hesaplamış, bunlardan jeoistatistik yöntemlerin daha güvenilir sonuçlar verdiğini ortaya koymuştur.

Köse (1997), Kızılcayüksek-Yataardıç(Karsantı) krom yatağının jeoistatistiksel değerlendirilmesi üzerine bir yüksek lisans çalışması yapmış, çalışmasında krom cevherinin tenör ve tonaj eğrileri global olarak bütün bir yatağı kapsayacak şekilde belirlemiş, ancak işletilebilir rezervlerin kestirimine yönelik bir çalışma yapmamıştır.

Baltacı (1991), global ortalamalı ve yerel ortalamalı kriging kestirim tekniklerinde komşuluğun belirlenmesi ve karşılaştırılması konusunda istatistik anabilim dalında yüksek lisans tez çalışması yapmış kriging konusunun matematiği ile ilgilenmiştir.

Kırmanlı ve Nasuf (1998), Denizli-Tavas-Ulukent manganez açık işletmesinin jeoistatistik yöntemle rezerv-tenör ilişkisinin belirlenmesine yönelik bir çalışma yapmış sondajlardan elde edilen kalınlık ve farklı tenör değerlerini istatistiksel olarak incelendikten sonra detaylı variogram analizleri yapmıştır. Sahadaki tenör dağılımlarını ve rezerv miktarını kriging yöntemi ile belirlemiş ve grafiklerle göstermiştir.

Çetin (1996), alansal yağışların tahminleri üzerine bir doktora çalışması yapmış, çalışmasında Adana-Mersin-Karaman-Konya-Aksaray-Nevşehir-Niğde-Kayseri ve Antakya il sınırları içinde kalan, 175 yağış gözlem istasyonundan alınan

yıllık ve aylık yağış verileri ile jeoistatistiksel analiz yapmış; noktasal ve alansal kriging yöntemleri ile uzun yıllık aylık noktasal ve alansal yağışları türetmiştir.

Yüksek (1998), Sivas Divriği madenleri A-Kafa cevher yatağının mevcut sondaj verilerini kullanarak, poligon, mesafenin tersi ve jeoistatistik gibi farklı enterpolasyon metodlarıyla Divriği Demir Yatağının üç boyutlu jeolojik blok modellerini çıkarmış, farklı blok modellerinden jeolojik rezervi hesaplamış ve bu hesaplama sonuçlarını klasik metodla hesaplanmış rezerv sonuçları ile karşılaştırarak en güvenilir yöntemin jeoistatistik yöntemler olduğunu belirtmiştir.

Mert (2004) tarafından yapılan yüksek lisans ile değişkenler arasındaki mesafeye bağlı ilişkilerin matematiksel fonksiyonlarını belirleyip, bunları grafikler yardımıyla kullanıcıya sunan ve elde edilen ilişki fonksiyonu yardımıyla da örneklenmemiş noktalardaki bilinmeyen değerlerin tahminini yapan bir bilgisayar programı (JEOSTAT) geliştirilmiştir.

Birçok araştırmacı tarafından jeoistatistiksel analiz üzerine bilgisayar programları yazılmış olup (Carr ve Mela, 1998; Edzer ve Cees, 1997; Eulogio ve Dowd, 2000; Eulogio, 1998; Oz ve ark., 2000; Cesera ve ark., 2000; Clark ve Harper, 2000: Mert, 2004'den) halen de bilim ve teknolojiyle beraber işletim sistemlerinin geliştirilmesiyle bu programlarda geliştirilmektedir.

2.2. Maden Yatağı Üzerinde Yapılan Önceki Çalışmalar

Sondaj aramaları kapsayan bu çalışmalar esnasında 1/25.000 ölçekli Jeolojik harita düzeltilmiş olup laboratuvar çalışmalarına da yer verilmiştir.

1971 - 1972 yıllarında başlayan sondaj faaliyetleri 1975 - 1976 yılında tamamlanmıştır. Bu yıllar arasında uzunluğu 10.149,85 metre olan 38 adet sondaj yapılmıştır.

1971 - 1972 yıllarında yapılan toplam uzunluğu 1.509,75 metre olan 7 adet sondajdan 6 tanesi kömür kesmiş 1 tanesi teknik nedenle kömürlü seviye üzerinde durdurulmuştur.

1972 - 1973 yılları arasında yapılan toplam uzunluğu 2.289,00 metre 9 adet sondajın hepsi kömür kesmiştir.

1973 - 1974 yılları arasında yapılan toplam uzunluğu 2.446,30 metre 7 adet sondajdan 6 tanesi kömür kesmiş 1 tanesi kömür kesmemiştir.

1974- 1975 yılları arasında yapılan toplam uzunluğu 2.301,75 metre 9 adet sondajın hepsi kömür kesmiştir.

1975 - 1976 yılları arasında yapılan toplam uzunluğu 1.405,95 metre 6 adet sondajın hepsi kömür kesmiştir.

Selvi (1977) tarafından sahada yapılan sondajlar yardımıyla ortalama damar kalınlığı 0,80 metre den büyük kömürün görünür linyit rezervi 33.714.560 ton olarak hesaplanmıştır.

3. MATERYAL VE METOD

3.1. Materyal

Bu çalışmada materyal olarak, Erzurum iline bağlı Hınıs ilçesinin Karaçoban, Tepi, Mişgan ve Zırnak Köyleri arasında kalan sınırları içerisinde 1/25000 ölçekli topoğrafik haritada J47C2, J48A4 ve J48D1 paftalarında yer alan üretim aşamasına geçilmemiş olan inceleme sahası (Şekil 3.1) üzerinde MTA tarafından yapılmış 38 adet karotlu sondaj ve 1 adet yarma verileri ile JEOSTAT bilgisayar programı kullanılmıştır.

3.1.1. Maden Yatağı Hakkında Genel Bilgiler

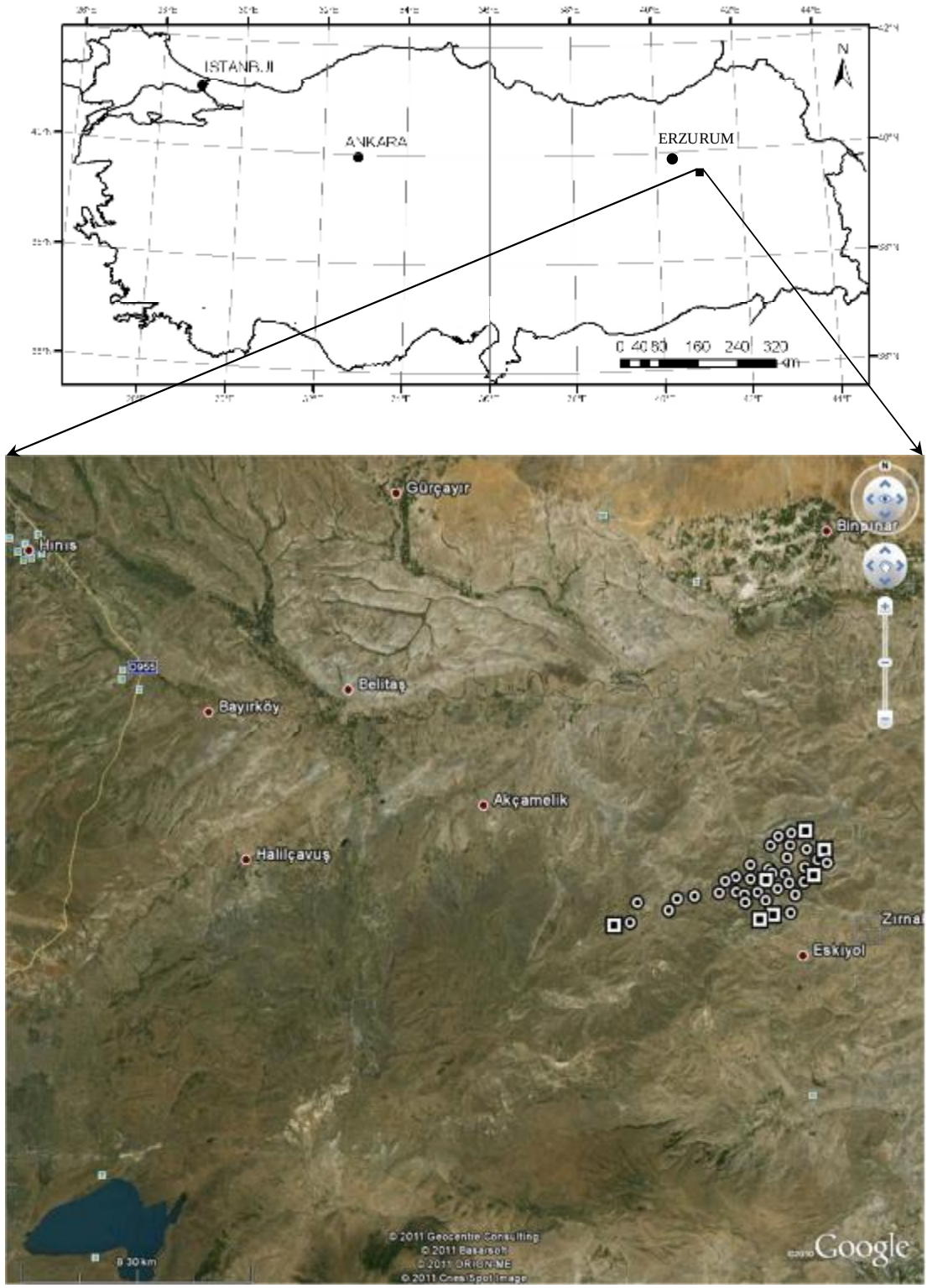
Etüd sahası, Erzurum iline bağlı Hınıs ilçesinin güney doğusundan başlayarak Karaçoban, Tepi, Mışgan ve Zırnak Köyleri arasında kalan sahayı kapsar. 1/25000 ölçekli topoğrafik haritada J47C2, J48A4 ve J48D1 paftasında yer almaktadır (Şekil 3.2). Köylerin Hınıs'a olan uzaklıkları 15 km ile 42 km arasında değişmektedir ve Hınıs'tan Erzurum - Muş karayolu geçmektedir. Köyler bu karayoluna bağlanan tali yollar şeklindedir. Saha ortalama yüksekliği 1850 m civarında olan engebeli bir topografyaya sahiptir.

Sahanın ortasından geçen Hınıs çayı ve tali kolları olan Mışgan Deresi, Hasan Dere, Çatal Deresi, Değirmen Deresi çok az gözlenen alüvyonları oluşturur.

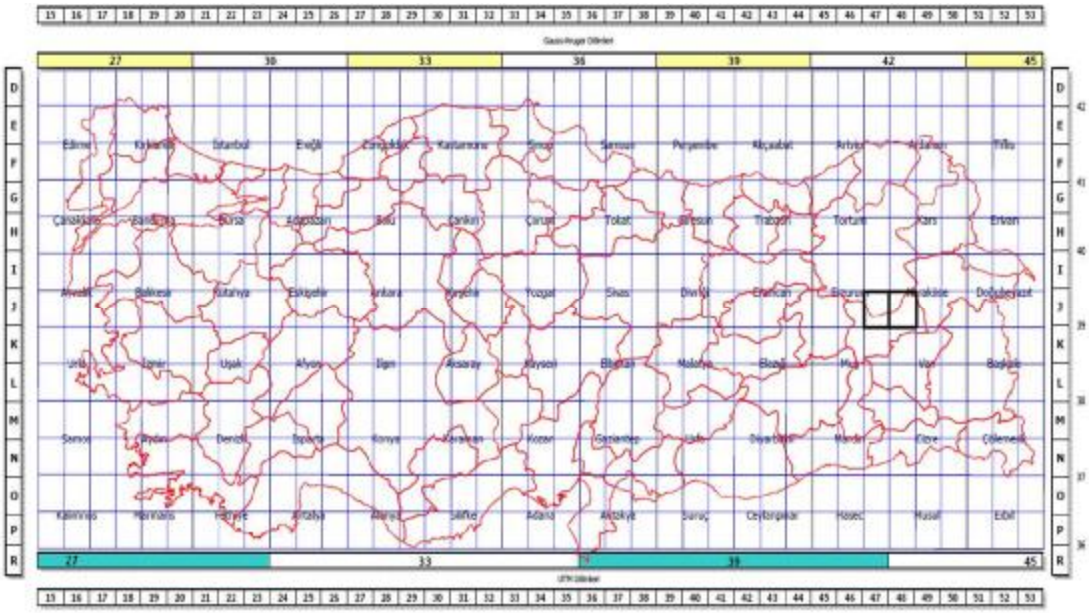
Erzurum ve çevresi karasal tipi iklimin etkisi altındadır. Yazları sıcak ve kurak, Kışları sert ve soğuktur. Etüd sahası genellikle hayvancılık nedeniyle geniş otlaklar ve tarlalar halindedir.

3.1.2. Erzurum - Hınıs - Zırnak Linyit Yatağının Jeolojisi

Linyit Yatağında yapılan jeolojik çalışmalar bölgesel olup cevher yatağını ve çevresini kapsamaktadır (Şekil 3.3-3.4).



Şekil 3.1. Çalışma alanı yer bulduru haritası



Şekil 3.2. Çalışma alanının paftası (J47c2, J48a4, J48d1)



Şekil 3.3. Çalışma alanından bir kesit



Şekil 3.4. Çalışma alanına ait kömür görselleri

3.1.2.1. Stratigrafik Jeoloji

Bölge Paleozoik, Senozoik ve Kuaterner yaşlı formasyonlardan oluşmaktadır (Selvi, 1977).

Paleozoik; Çalışma sahasında eski inceleme yapanlarca paleozik yaşlı olarak kabul edilen bu metamorfik karmaşığın aflörmanlarını Erence İlçesinin kuzeyindeki Akdağ ve Hosali Dağlarında görülmektedir. Bunlar beyazımsı - sarı renkli mermerler ile yeşilimsi gri şistlerdir. Bu metamortif karmaşığı alt miosene ait Ali Bonca Formasyonu tarafından diskordans olarak örtülmüştür (Selvi, 1977).

Senozoik; Senozik tortulları içerisinde Ali Bonca Formasyonundan bahsedilecek bunu kömürlü zonu taşıyan Zırnak Formasyonu takip etmektedir.

3.1.2.1.(1). Ali Bonca Formasyonu

Etüd alanında geniş bir alanı kapsayan Ali Bonca Formasyonu kömür havzasının tabanını teşkil eder (Şekil 3.5). Genellikle bir klastik birimdir. Konglomera - Kumtaşı - Kil ve Tüf ardalanmasından oluşmuştur. Kırmızı - Gri rengi ile göze çarpar. İnce ile orta tabakalı kaba dokuludur. Polijen çakıllı ve zayıf çimentoludur.

Ali Bonca Formasyonu, Zırnak Formasyonunun altında aflöre eder ve litolojik miosenin deniz ürünü olduğunu kanıtlar (Selvi, 1977).



Şekil 3.5. Erzurum-Hınıs-Dağçayırı (Kavar) köyünün 2500 m kuzeydoğusundan bir görünüm

3.1.2.1.(2). Zırnak Formasyonu

Zırnak Formasyonu stratigrafik sütunda Alt Miosen klastikleri üzerine açısal diskordans olarak gelir. Zırnak Formasyonu yanal olarak volkanik kayaçlarla geçiş gösterir. Bu volkanikler bazalt taşları ve bunların tüfleridir.

Bu litolojik emarelere göre Zırnak Formasyonu Karasal, yer yer göl çökeltileri özellikleri taşıyan ortam ürünü çökeller olarak göze çarpar.

Zırnak Formasyonu içerisinde marn ve göl kalkerlerinde bol sayıla iyi korunmuş, Planorbis, Bythinia Unio, Dreissensis, Congeria ve Ostra Kod fosilleri ile formasyon içerisinde gözlenen linyit mostrasında (Şekil 3.6) yapılan deney sonucunda Cyrideis Hungarica fosili bulunmuş, bu fosillere dayanarak formasyona alt pliosen yaşı önerilmiştir (Selvi, 1977).



Şekil 3.6. Erzurum-Hınıs-Zırnak(Kuşluca) köyünün 1500 m kuzeybatısından bir görünüm

3.1.2.2. Yapısal Jeoloji

Doğu Pontidler'in doğu kesiminde yer alan bölgede, yaklaşık KD-GB doğrultulu yapısal hatlarla sınırlanan ve bir kısmında Üst Paleosen'e kadar süreklilik izlenebilen, Jura-Kretase yaşlı çeşitli birimler bulunmaktadır. Farklı litostratigrafik özellikler sunan bu birimler, aralarındaki ortak yönler dikkate alınarak kuzeyden

güneye doğru Hopa-Borçka zonu, Artvin-Yusufeli zonu, Olur-Tortum zonu ve Erzurum-Kars Ofiyolit zonu olmak üzere dört zon bazında gruplanmaktadır (Şekil 3.7).



Şekil 3.7. Erzurum-Hınıs-Zırnak(Kuşluca) köyünün 2000 m kuzeybatısından bir görünüm

Hopa-Borçka zonunun güneyinde yer alan Artvin-Yusufeli zonu birbirleriyle tektonik ilişkili altı birimi kapsar. Kuzeybatıdan güneydoğuya doğru Öğdem, Zeytinlik, Madenler, Ardanuç, Üçsu ve Günyayla birlikleri şeklinde sıralanan bu ünitelerin arasında, Jura öncesi temele ait iki farklı kaya birimi tektonik dilim halinde yer alır.

Üçsu birliğinin en alt düzeyini olası Liyas-Dogger yaşlı bazik-ortaç karakterli volkanitler oluşturur. Üstte uyumsuz olarak yer alan Malm, yaşlı platform karbonatları yanal yönde sığ denizel kırıntılılara geçer. Daha üstte keskin bir dokanakla yer alan Geç Kretase yaşlı andezitik-bazaltik volkanitler, üst düzeylerinde kumtaşı-marn-killi kireçtaşı ardalanmasından oluşan merceksel ara düzeyleri içerir.

Kuzeydeki Artvin-Yusufeli zonu ile güneydeki Erzurum-Kars ofiyolit zonu arasında yer alan Olur-Tortum zonu, birbirleriyle tektonik ilişkili üç birliği kapsar. Kuzeybatıdan güneydoğuya doğru Olur, Aksu ve Çardaklı birlikleri olarak sıralanan bu üniteler, Oltu-Balkaya Tersiyer havzasının kuzeyi boyunca düzensiz bir şekilde dilimlenerek Oltu ekaylı zonunu oluştururlar. Bu zon boyunca Jura öncesi temele ait iki farklı kaya birimi tektonik dilimler şeklinde yer alır. Bunlardan pelitik kökenli, düşük dereceli metamorfik şistlerle temsil edilenler Kışla metamorfiti olarak tanımlanmış. İlksel ilişkisi gözlenemeyen gnays, amfibolit, metagabro ve metabazitlerden meydana gelen yan kayanın diyoritik, tonalitik, dasitik, aplitik, pegmatitik, granitik ve diyabazik dayk ve damarlarca sıkça kesilmesiyle oluşan magmatik kompleks Güvendik dayk karmaşığı adıyla ayırtlanmıştır.

Olur-Tortum zonunun kuzeyindeki Olur Birliği en altta olası Liyas-Dogger yaşlı, birbirleriyle girik bazik-ortaç-asidik karakterli volkanitlerle başlar. Bunların üzerinde keskin bir dokanakla yer alan Oksfordiyen-Berriyasiyen yaşlı deltayik ve türbiditik kırıntılılar Berriyasiyen-Apsiyen'de yarı pelajik çörtlü karbonatlara, Apsiyen-Santoniyen'de kumtaşı-silttaşı-marn ardalanmasına geçer ve bunların üzerinde yanal yönde kumtaşlarına geçiş gösteren ortaç karakterli volkanitler yer alır. Santoniyen-Maastrihtiyen döneminde marn ve killi kireçtaşlarıyla devam eden istif Alt Paleosen bölümü neritik kireçtaşlarıyla, Üst paleosen kesimi ise türbiditik kumtaşı ve kireçtaşı ara katmanlı marn ve silttaşlarıyla temsil edilir ve istif, Geç İpresiyen yaşlı karasal/sığ denizel kırıntılılar tarafından açısal uyumsuzlukla örtülür.

Daha güneydeki Aksu birliğinin gözlenebilen en alt düzeylerini oluşturan Malm yaşlı türbiditler ve bunların üzerinde geçişli olarak yer alan Erken Kretase yaşlı yarı pelajik kireçtaşları Olur birliiği istifiyle benzerdir. Farklılık sunan Üst Kretase istifinin alt kesimi siltli-kumlu-killi kireçtaşı, silttaşı ve kumtaşı ardalanması, üst kesimi ise bazik volkanitlerle temsil edilir.

En güneydeki Çardaklı birliğinin alt kesimini olası Dogger yaşlı bazik lav ve volkanoklastikler oluşturur. Bunların üzerinde keskin bir dokanakla yer alan Malm-Erken Kretase yaşlı sığ denizel karbonatlar, türbiditik çökellerle yanal yönde girik ve düşey yönde geçişlidir. Bu istifle doğrudan ilişkisi gözlenemeyen ve altta kireçtaşı mercekli flişle, üstte ise neritik kireçtaşlarıyla temsil edilen Üst Kretase çökelleri,

Çardaklı birliğinin en üst kesimi olarak yorumlanmıştır. Tüm bu birlikler Erken Eosen'de dasitik sokulumlarla kesilmiştir.

En güneydeki Erzurum-Kars Ofiyolit zonu tipik bir yığışım karmaşığı özelliğindedir. Bu zon boyunca gabro, mikrogabro, diyabaz, peridotit, ofiyolitli melanj, glokofanlı yeşil şist, dinamometamorfik/ankimetamorfik çökeller ve granitik kayalar tektonik olarak birbirleriyle ekaylanmıştır. İlk tektonik biçimlenmesini Kampaniyen öncesinde kazanan bu zondaki gabrolar üzerinde uyumsuzlukla yer alan ve altta karasal/sığ denizel çökellerle başlayıp, üstte doğru olistolitli türbiditik çökellerle devam eden Kampaniyen istifini ofiyolitik kayaların tektonik olarak üzerlemesi, ofiyolitik kayaların izleyen dönemlerde yeniden aktarıldığını belgeler

Yaklaşık Çoşkunlar (Olur)-Uzundere hattının kuzeyinde ve güneyinde iki farklı Eosen istifi gözlenir. Alt Eosen ile başlayan, altta karasal ve sığ denizel kırıntılılarla üstte ise volkanik ara katkılı delta ve deniz altı yelpazesi çökelleriyle temsil edilen Kuzey Eosen istifi Olur birliği üzerinde açısal uyumsuzlukla yer alır. Güneydeki Eosen istifi kuzeydekinden tamamen farklıdır. Burada kaba taneli deniz altı yelpazesi/yelpaze deltası karakterli çökellerle temsil edilen ve Erzurum-Kars Ofiyolit zonu kapsamındaki kayalarla tektonik ilişkili olan Üst Paleosen(?)-Alt Eosen istifini, Bartoniyen-Priyaboniyen yaşlı volkanik ara katkılı sığ denizel kırıntılı kayalar ve volkanitler açısal uyumsuzlukla örter. Daha üstte uyumsuzlukla yer alan Oligosen-Orta Miyosen yaşlı fluviyal ve gölsel çökelle, volkanik ara katkıları ile kömür ve jips içermektedir. Alanda Geç Miyosen yaşlı volkanosedimanter ve volkanik kayalar daha eski tüm birimleri açılı uyumsuzlukla örtmektedir. En üstte ise Kuvaterner yaşlı karasal çökeller uyumsuzlukla yer almaktadır (MTA, 2011).

3.1.3. Sondaj Bigileri

30 km²'lik küvet şeklindeki sahada 38 adet sondaj yapılmış olup yorumları şöyledir.

Sondaj 1: Sahanın kuzeyinde yer alır. Kömürlü horizonu 107,50 – 122,70 metreleri arasında kesmiştir.

Sondaj 2: Sahanın güneyinde fayın etkisiyle yükselen blokta yer alır. Kömürlü horizon kalın olmasına rağmen ara kesmeleri çok fazla olması nedeniyle işletilebilir bir kömür kalınlığıyla karşılaşılmamıştır.

Sondaj 5: Sahanın kuzeyinde yer alır. 127,90 – 182,70 metreleri arasında kömürlü horizon içerisinde işletilebilecek 1,30 m kalınlığında kömür kesmiştir.

Sondaj 6: Sahanın ortasından geçen ana fayın düşen bloğuna isabet ettiğinden kömürlü horizonu 251,80 – 279,50 metreleri arasında keser ve 1,50 işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 7: Muhtemelen fayın zonu üzerinden geçebilir veya kömürlü horizonun kalınlığı 268,50 – 273,20 metredir. İşletilebilir kalınlık ise 2,50 metredir.

Sondaj 8: Fay zonu üzerindedir. Kömürlü seri 168,20 – 180,30 metreleri arasındadır. İşletilebilir kömür 2,55 metredir.

Sondaj 9: Sahanın güneyinde fayın yükselen blogu üzerinde yer aldığından kömürlü zon çok azdır ve işletilebilir kömür yoktur.

Sondaj 10: Sahanın güney batısında yer alır. Fayın yükselen bloğunda oluşu nedeniyle 0.85 metrelik işletilebilir kalınlık gözlenmemiştir.

Sondaj 11: Sahanın ortasında yer alır. 3,90 metrelik işletilebilir kalınlık gözlenmiştir. Kömürlü horizon 182,00 – 200,30 metreleri arasındadır.

Sondaj 12: Sahanın ortasından geçen senklinalin üzerine ve fayın düşen bloğuna isabet ettiğinden kömürlü horizonu 218,00 – 245,60 metreleri arasında keser ve 3,85 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 13: Sahanın kuzey batısında yer alır. Kömürlü horizon 246,05 – 264,40 metreleri arasındadır. 1,80 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 14: Sahanın kuzeyinde senklinalin sol kanadı üzerinde yer alır. Kömürlü horizonu 166,10 – 200,21 metreleri arasında kesmiş 1,85 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 15: Sahanın kuzey doğusunda yer alır. kömürlü zon 163,30 – 182,28 metreleri arasında olmasına rağmen işletilebilir bir kalınlık gözlenmemiştir.

Sondaj 16: Sahanın güneyinde fayın yükselen bloğunda yer alır. 244,10 – 261,00 metreleri arasında kömürlü horizonu kesmiş 1,91 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 17: Sahanın batısında senklinal üzerinde yer alır kömürlü horizonu 286,05 – 313,75 metreleri arasında kesmiş ve 3,45 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 18: senklinal üzerinde yer alır. 338,10 – 355,85 metreleri arasında kömür horizonu kesmiş ve 3,45 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 19: Sahanın batısında senklinal üzerinde yer alır. Kömürlü zonu 342,15 – 379,79 metreleri arasında kesmiştir. 8,15 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 22: Sahanın güneyinde fayın düşen bloğu üzerinde yer aldığından kömürlü horizona derinde 426,30 – 463,65 metreleri arasında girmiş ve 6,32 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 23: Senklinalin ortasında yer alır. Kömürlü horizona 292,45 – 321,10 metreleri arasında girmiş ve 2,10 metre işletilebilir kalınlık kesmiştir.

Sondaj 24: Sahanın güney doğusunda yer alır. 237,65 – 265,75 metreleri arasında kömürlü horizona girmiş ve 4,65 metre işletilebilir kalınlık kesmiştir.

Sondaj 25: Sahanın kuzey doğusunda senklinalin sağ kanadı üzerinde yer alır. 287,15 – 313,85 metreleri arasında kömürlü horizonu kesmiş ve 3,25 metre işletilebilir kalınlık kesmiştir.

Sondaj 26: Sahanın güney doğusunda yer alır. 223,00 – 243,07 metreler arasında kömürlü zona girmiş 3,06 metre işletilebilir kalınlık kesmiştir.

Sondaj 27: Sahanın batısında senklinal üzerinde yer alır. 42,00 metrede 1,10 metreleri arasında kömürlü zona girmiş, 5,65 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 28: Sahanın kuzey doğusundadır. Kömürlü horizonu 245,00 – 267,85 metreleri arasında kesmiş 2,10 metre işletilebilir kalınlık kesmiştir.

Sondaj 29: Sahanın doğusundadır. 214,05 – 236,40 metreleri arasında horizona girmiş 2,80 metrelik işletilebilir kalınlık kesmiştir.

Sondaj 30: Sahanın doğusunda yer alır. Kömürlü horizonu 236,75 – 262,95 metreleri arasında kesmesine rağmen işletilebilir kömür gözlenmemiştir.

Sondaj 31: Sahanın güney doğusundadır. Kömürlü zonu 217,65 – 237,00 metreleri arasında kesmiş 0,80 metrelik işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 36: Sahanın güney doğu ucundadır. Kömürlü horizonu 178,80 – 218,20 metreleri arasında kesmiş 3,15 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 41: Sahanın kuzey batısında senklinal üzerindedir. Kömürlü horizonu 335,00 – 367,50 metreleri arasında kesmiş 3,95 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 42: Sahanın güney batısında senklinal üzerindedir. Kömürlü zona 285,85 – 319,50 metreleri arasına girmiş 2,50 metrelik işletilir kalınlık kesmiştir.

Sondaj 44: Sahanın güneyinde fayın yükselen bloğunda yer alır. Kömürlü horizona 199,95 - 244 metreleri arasında girmiş, 1,90 metrelik işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 45: Sahanın kuzey batısındadır. Kömürlü zonu 198,50 metre – 230,20 metreleri arasında kesmiş ve 3,45 metre işletilebilir kalınlık gözlenmiştir.

Sondaj 46: Sahanın batısındadır. Kömürlü zonu 110,00 – 141,90 metreleri arasında girmiş 3,40 metre işletilebilir kalınlık kesmiştir.

Sondaj 47: Sahanın batısında yer alır. Kömürün batıya doğru yükselmesi nedeniyle kömürlü horizona 15,00 – 21,10 metreleri arasında girmiş 2,60 metrelik işletilebilir kalınlık kesmiştir.

Sondaj 48: Sahanın güney batısındadır. Kömürlü horizona 92,80 – 99,30 metre arasında grimiş 1,15 metrelik işletilebilir kalınlık kesmiştir.

Yapılan değerlendirmeler sonucu bilinen lokasyonlardaki kömüre ait kalınlık ve ortalama kalite değerleri Çizelge 3.1'de verilmiştir.

3.2. Metod

Maden yataklarının değerlendirilmesinde kullanılan kalite-kalınlık gibi değişkenlerin temel bir özelliği bunların belirli bir bölgeye özgü olmaları ve en azından bir koordinatla ifade edilebilmeleridir. Bu özelliğinden dolayı bu tür değişkenler yöresel değişkenler olarak adlandırılırlar. Yöresel değişkenin aldığı değerler, maden yatağının yalnızca örneklenmiş noktalarında bellidir; örneklenmemiş noktalardaki bilinmeyen değerleri hesaplamak gerekir. Bilinmeyen bir değerin hesaplanması, örneklenmiş noktalardaki bilinen değerler yardımıyla

Çizelge 3.1. Sondajlar ve ortalama kömür kalite değerleri

S.No	Doğu (m)	Kuzey (m)	Kalınlık (m)	Kalori (Cal)	Su (%)	Kül (%)
1	43663,10	50425,61	0,97	2622	-	-
2	43300,12	47625,29	0,00	0,00	0,00	0,00
3	37972,90	47531,01	2,10	2258	-	-
4	43371,20	50100,30	1,30	2406	-	-
5	43361,80	49106,20	1,50	2296	-	-
6	42783,30	48441,80	2,60	2113	-	-
7	43951,20	47669,70	2,55	2383	-	-
8	42791,20	47479,80	0,00	0,00	0,00	0,00
9	42290,40	48099,30	0,85	3375	12,36	29,62
10	43527,30	48535,70	3,90	2043	31,65	27,68
11	43851,00	49062,70	3,85	2491	34,31	21,52
12	43238,90	49254,60	1,80	2523	33,25	14,32
13	44130,30	50522,60	2,31	3066	24,23	25,58
14	44639,60	50584,40	0,00	0,00	0,00	0,00
15	43062,80	48141,40	1,91	1827	35,91	28,39
16	42543,30	48930,30	3,45	1810	21,65	50,80
17	41982,60	48479,10	3,10	2213	33,72	23,05
18	41582,30	48888,70	8,15	1975	27,86	26,83
19	37377,00	47462,60	0,00	0,00	0,00	0,00
20	44157,20	48303,50	6,32	2533	28,11	23,48
21	43950,30	49649,00	2,10	2405	30,79	20,47
22	44570,80	49278,70	4,65	2108	34,49	21,68
23	44661,40	49921,70	3,25	2571	34,50	20,33
24	44510,90	48760,40	3,06	1789	33,16	33,69
25	41347,10	48471,90	5,65	2093	26,52	36,44
26	44066,40	50084,00	2,10	2291	29,04	36,31
27	45056,60	49525,00	2,80	2282	36,33	20,77
28	45301,10	49883,60	0,00	0,00	0,00	0,00
29	44881,50	48988,20	0,80	2301	38,00	18,67
30	45378,30	49400,80	3,15	2255	23,79	47,72
31	41999,20	49027,60	3,95	2416	28,74	28,38
32	42284,30	48368,40	2,50	2446	21,58	30,39
33	43128,90	48879,30	0,00	0,00	0,00	0,00
34	43975,70	48736,20	1,90	2402	35,66	25,34
35	42564,50	49437,30	3,45	2597	30,07	29,36
36	40456,00	48382,60	3,40	2529	31,28	36,74
37	39803,70	48307,60	2,60	1612	27,42	36,36
38	39472,20	47907,40	1,15	2304	29,87	17,57
39	38280,00	48230,00	1,55	1697	38,08	29,25

yapılır ve işlem kestirim olarak adlandırılır. Genel kestirim problemi içinde, yöresel değişkenlerin uzaklığa bağlı değişimleri basit bir fonksiyonel gösterimle ifade edilemeyecek kadar karmaşık ve düzensizdir. Gerçekten, yöresel değişkenler lokal olarak çok düzensiz buna karşın global ölçekte düzenli yapı gösteren bir davranış sergilerler. Yöresel değişkenlerin birbirine zıt bu iki özelliği (yapısal ve gelişigüzel davranış) dikkate alındığında, uzaklığa bağlı değişimleri modelleyecek en ideal yaklaşımın olasılıksal bir dil kullanan yaklaşım olduğu ortaya çıkar ve jeoistatistik bu türden bir yaklaşımdır.

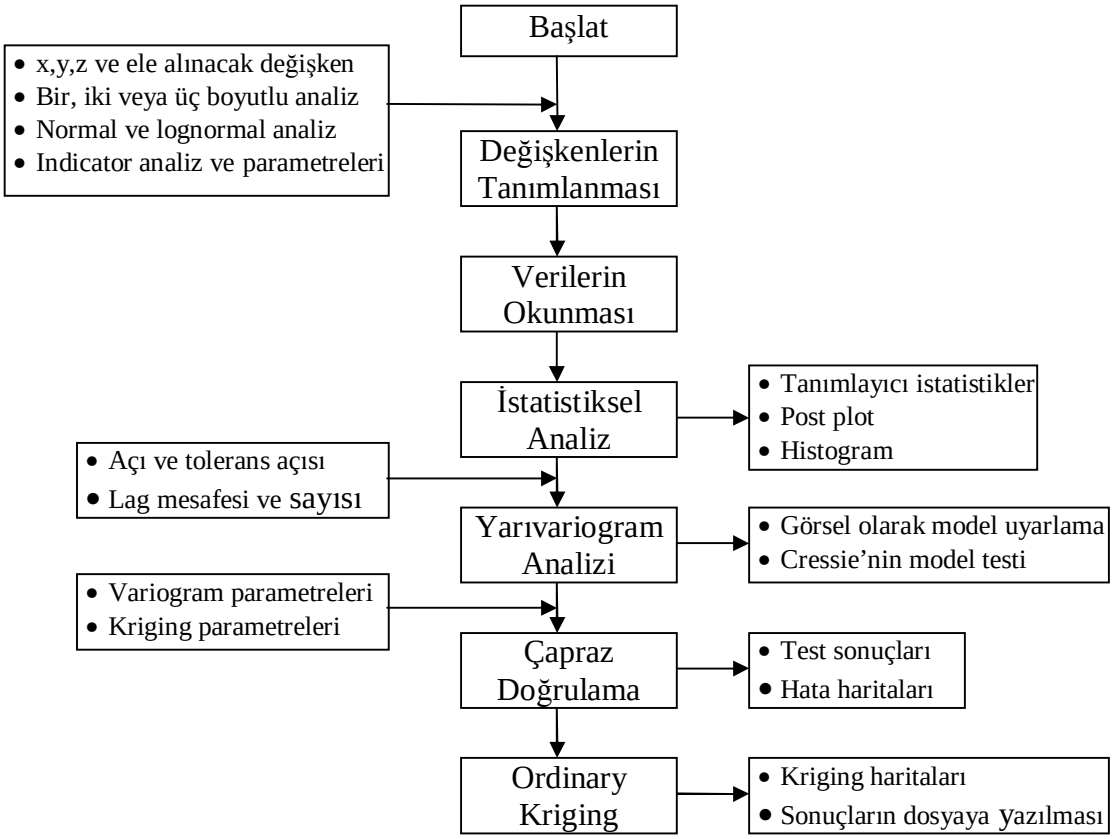
Bu çalışmada JEOSTAT jeoistatistik analiz programı yardımıyla indikatör kriging yöntemiyle maden yatağının sınırları belirlenerek bu sınırlar içerisindeki kalori ve kalınlık dağılımları blok kriging yöntemiyle tahmin edilmiştir.

3.2.1. JEOSTAT Bilgisayar Programı

Jeoistatistik analiz aşamalarının her aşamasını yapabilen JEOSTAT bilgisayar programı Mert (2004) tarafından Microsoft Visual Basic programlama dili kullanılarak geliştirilmiştir.

Program klasik istatistiksel analiz olarak, sondaj verilerinin yazılmış olduğu bir dosyadan veri okunması, verilerin tanımlayıcı istatistiklerinin belirlenmesi, histogram, x-y dağılım grafikleriyle sonuçların şekilsel gösterimi imkanı sunmaktadır.

Jeoistatistiksel analiz olarak, bir-iki veya üç boyutlu, normal-lognormal veya indikatör dönüşümlü jeoistatistik analizi yapabilen program en yaygın kullanılan yedi yarıvariogram modeli (Küresel, Gaussian, Eksponensiyel, Doğrusal, Genelleştirilmiş Doğrusal, Hole Effect ve Paddington Karışık) içermektedir. Yön ve mesafe sınıflandırmaları sonucu elde edilen deneysel yarıvariogram grafiklerinin sayısallaştırılması yoluyla, görsel olarak teorik yarıvariogram model uyarlamaya imkân sağlayan program, elde edilen modelin güvenilirliğini çapraz doğrulama (cross validation) test tekniğini kullanarak ortaya koymaktadır. Seçilen model ve parametrelerine göre ordinary kriging yapabilen program nokta ve blok tahminlerini yapabilmektedir (Şekil 3.8).



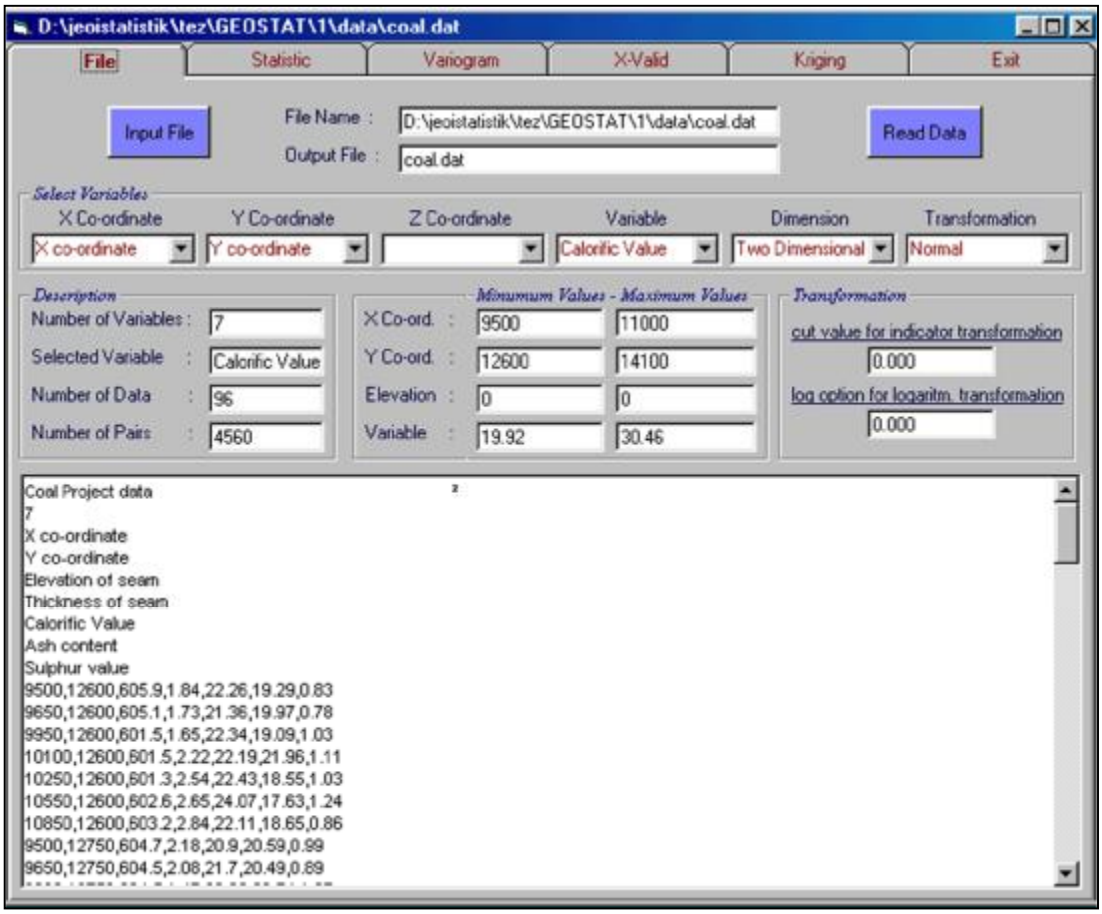
Şekil 3.8. JEOSTAT programın çalışma prensibine ilişkin genel akım şeması (Mert, 2004)

3.2.1.1. Verilerin Hazırlanması ve Okutulması

Programda veri girişi bir dosyadan verilerin okutulması şeklinde olup hazırlanacak olan dosyanın uzantısı "**.dat*" veya "**.txt*" şeklinde olmalıdır. Dosyanın ilk satırına verilere ilişkin bir açıklama yazılabilir. İkinci satırına ise dosyaya yazılacak ve yazılmış olan veri çeşidinin sayısı yazılmalıdır. Devam eden her satıra veri sütunlarının başlıkları yazılmalıdır.

Veri dosyası hazırlandıktan sonra programın "*file*" menüsünden "*input file*" tuşunun kliklenmesi suretiyle açılacak olan dialog kutusundan veri dosyası bulunduğu konumdan seçilerek "*Tamam*" tuşu kliklenmelidir. İlk aşamada verilerimizin yazıldığı dosya ekrana yüklenecek ve okunmuş dosya kullanıcının bilgisine sunulacaktır. İkinci aşamada kullanıcı jeoistatistik analiz gereği x, y ve z koordinatlarıyla inceleyeceği değişkeni ilgili yerlerdeki açılan kutulardan seçecek ve

analiz boyutunu ve çeşidini de seçtikten sonra "*read data*" tuşuna klikleyecektir. Kullanıcı ekranda seçilen değişkene ilişkin "*ad*", "*veri sayısı*", oluşturulabilecek mümkün "*çift sayısı*", "*en büyük*", "*en küçük*" değerlerin yazılı olduğu metin kutularından verilere ilişkin bir ön bilgi sahibi olacaktır (Şekil 3.9). Eğer kullanıcı "indikatör dönüşüm" veya "logaritmik dönüşüm" esaslı bir analiz yapacaksa "*inkatör dönüşüm için sınır değerini*" veya "*logaritmik dönüşüm için logaritma taban sayısını*" ilgili yerlere yazmalıdır. Ayrıca programın file menüsünde kullanıcının çıktı dosyalarına vereceği ismin yazılacağı bir metin kutusu bulunmaktadır ki bu dosyaya verilecek olan isim yarıvariogram analizlerinin sonuçlarının yazılacağı dosyanın uzantısında "**.var*", test sonuçlarının yazılacağı dosyanın uzantısında "**.res*", kriging sonuçlarının yazılacağı dosyanın uzantısında "**.grd*", gibi aynı dosya ismi farklı uzantılarla programın bulunduğu klasöre kaydedilecektir. Veriler okutulduktan ve analiz yöntemi seçildikten sonra diğer aşamaya geçilebilir.



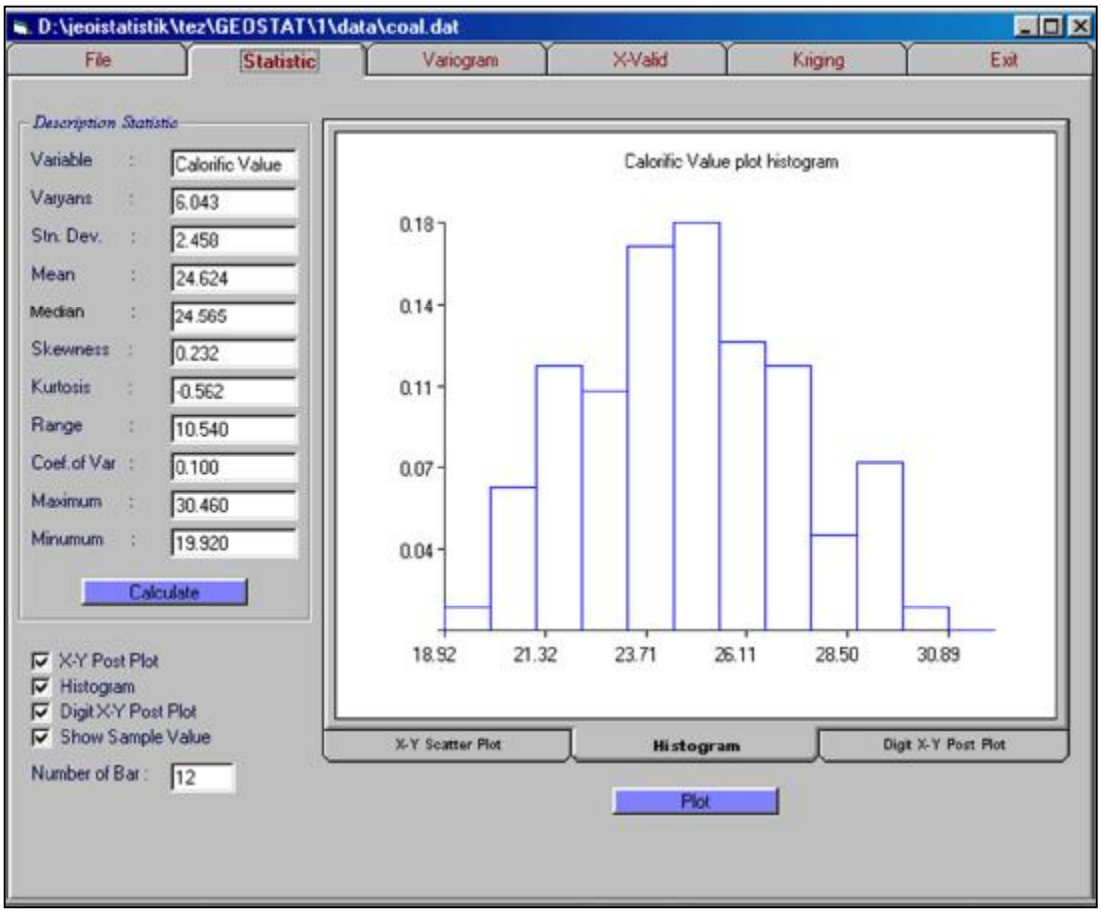
Şekil 3.9. Programın "file" menüsünden bir görünüş (Mert, 2004)

3.2.1.2. İstatistiksel Analiz Aşaması

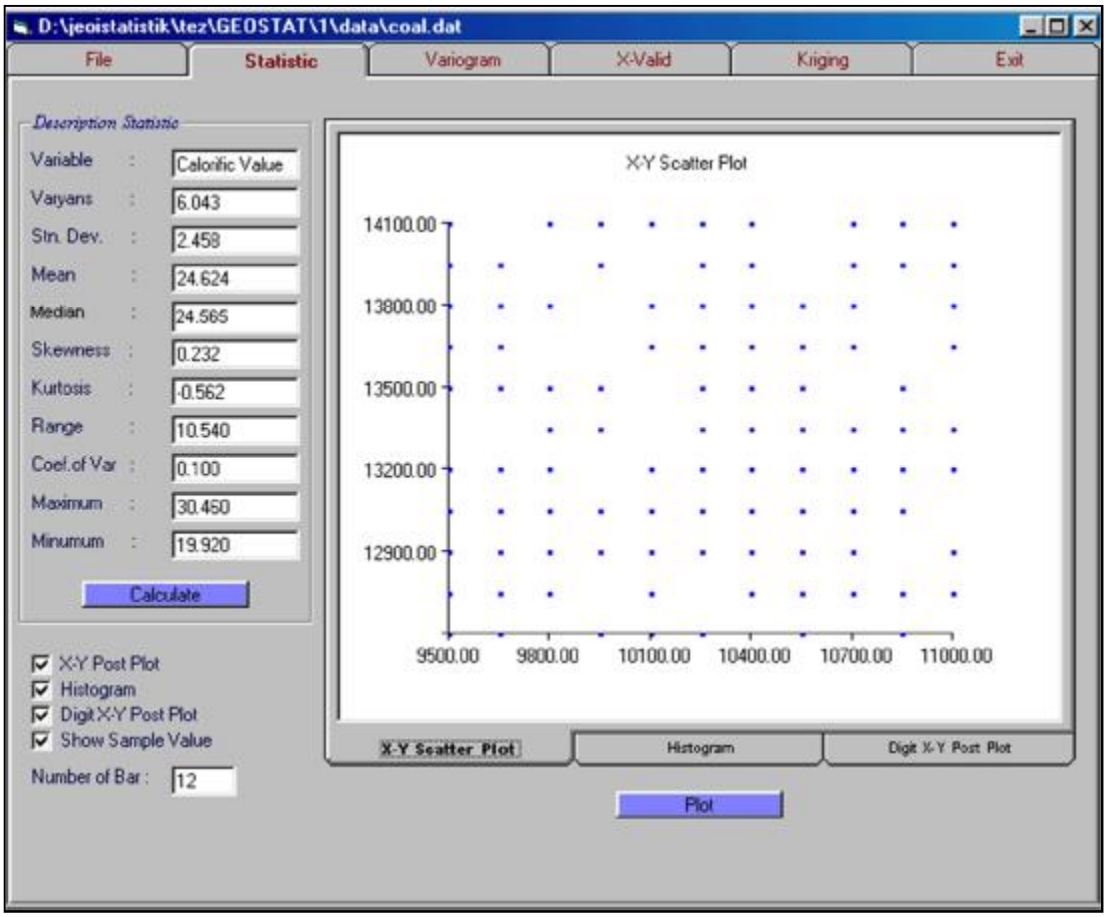
Programda ele alınan değişkene ilişkin varyans, standart sapma, medyan, ortalama, çarpıklık ve basıklık, varyasyon katsayısıları, değişim aralığı, en küçük ve en büyük gibi tanımlayıcı istatistiki bilgiler elde edilebilir, bunlar histogram sınıf sayıları istenilen şekilde ayarlanabilen histogramlarla şekilsel olarak ta gösterilebilinmektedir (Şekil 3.10).

Değişkenin alındığı lokasyonlara ilişkin x-y serpilme diyagramı elde edilebilir ve bu haritada istenilen bir noktanın koordinatı ve değeri sayısal olarak fare (mouse) sayesinde ekranda görüntülenebilmektedir (Şekil 3.11).

Elde edilen bu grafikler istenildiğinde farenin sağ tuşuna basılmak suretiyle istenilen bir klasöre kaydedilebilinmektedir.



Şekil 3.10. Histogram ve tanımlayıcı istatistiklerin gösterimi (Mert, 2004)



Şekil 3.11. X-Y serpilme diyagramının gösterimi (Mert, 2004)

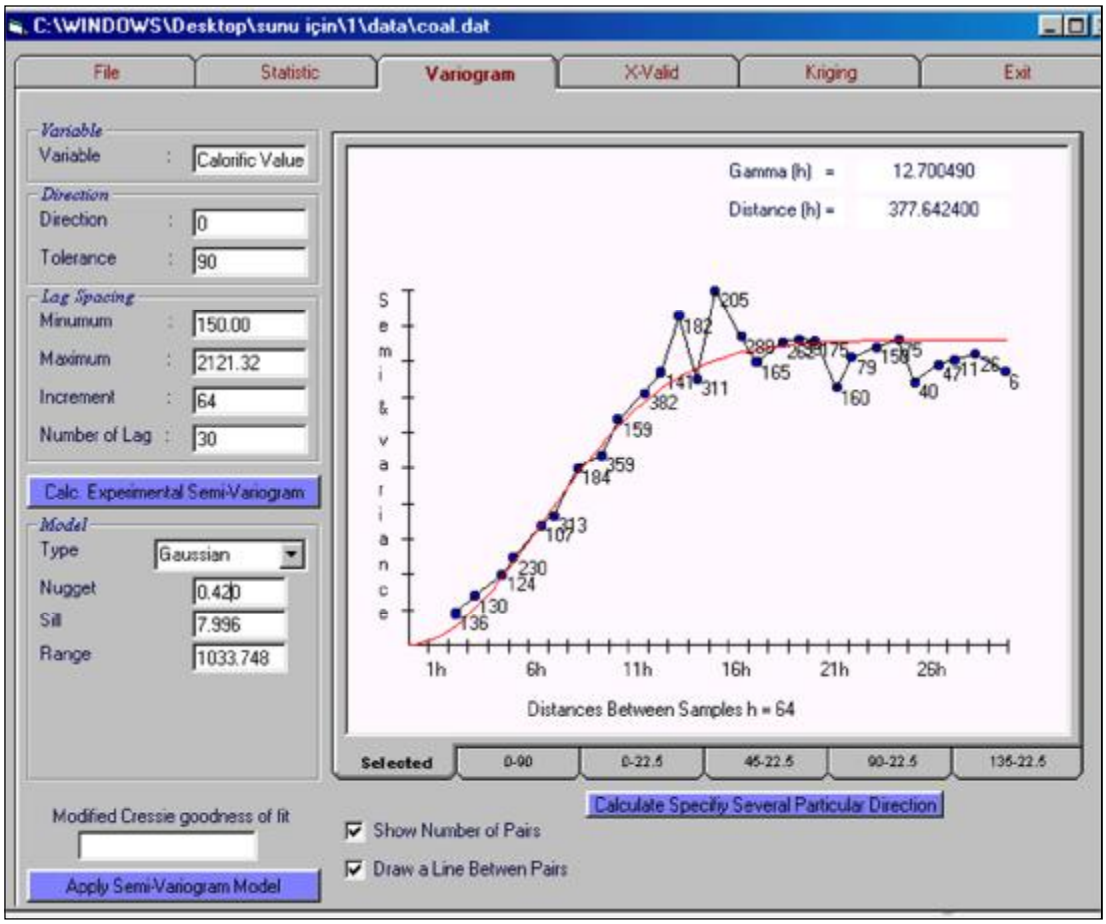
3.2.1.3. Yarıvariogram Analizi

Programda yarıvariogramların analizlerinde gerekli olan yön, tolerans açısı, lag sayısı ve lag uzaklığının yazılabileceği birer metin kutusu bulunmakta olup kullanıcı ele alacağı değişkene ilişkin yarıvariogram parametrelerini yazdıktan sonra "*Calculate experimental semivariogram*" butonuna bastıktan sonra ekranda bulunan 5 adet resim kutusundan "*selected*" yazılan resim kutusunda deneysel yarıvariogramının grafiğini seçtiği parametrelere göre görebilmektedir. Deneysel yarıvariogramların oluşturulmasında öncelikle yarıvariogram modellerine en uygun olan deneysel yarıvariogram oluşturulması yoluna gidildiğinden yön ve uzaklıklardaki değişikliklerle kullanıcı en uygun deneysel yarıvariogramı bulabilir. İstenilirse gerek anizotropi arayışı için gerekse diğer yönlerde elde edilebilecek deneysel yarıvariogramların hesaplanabilmesi için kullanıcı "*Calculate specify*

particular direction" butonuna basarak diğer resim kutularında mevcut yön ve tolerans açılarındaki deneysel grafikleri de kolay yönden görebilir.

Elde edilen deneysel yarıvariogramımıza uyabilecek teorik modellerden birisi seçildikten sonra modele ilişkin parametreler ister fare ile grafik üzerinde kliklemelerle, istenilirse ilgili metin kutularına parametrelerin yazılması veya metin kutularının yanındaki artırma ve azaltma butunlarıyla parametreler değiştirilerek teorik modele ilişkin değişiklikler ekranda izlenebilir ve sonuçta "*apply model*" butonuna basmak suretiyle teorik model deneysel modele uyarlanabilir. Eğer model değiştirilmek istenilirse açılan kutudan diğer model seçilmeli ve ilgili metin kutularına parametreler yazılmalıdır (Şekil 3.12).

Grafikler oluşturulurken istenilirse "*show number of pairs*" ve "*draw a line between pairs*" seçenekleri ile grafikler özelleştirilebilir ve çift sayıları görüntülenebilir (Şekil 3.12).



Şekil 3.12. Programın yarıvariogram menüsünden bir görünüş (Mert, 2004)

Programda en yaygın kullanılan yedi yarıvariogram modeli olan "Küresel, Gaussian, Eksponensiyel, Doğrusal, Genelleştirilmiş Doğrusal, Hole Effect ve Paddington Karışık modeli" mevcuttur. Programda modelin doğruluğuna ilişkin iki tür test tekniğinin uygulaması mevcut olup, variogram aşamasında bu test tekniklerinden sadece Cressie'nin model testi sonucu bir metin kutusunda görülebilmektedir.

Hesaplanan deneysel ve teorik yarıvariogram modeline ilişkin sonuçlar "***.var***" uzantılı bir dosyaya kaydedilmekte olup kullanıcı isterse bu sonuçları kullanarak Microsoft Excel gibi başka bir programda bu grafikleri elde edebilmektedir. Elde edilen yarıvariogram grafikleri üzerinde farenin sağ tuşuna basmak suretiyle grafikler "***.bmp***" uzantılı olarak istenilen bir klasöre kaydedilebilmekte olup istenilen bir yazım editöründe kullanılabilir.

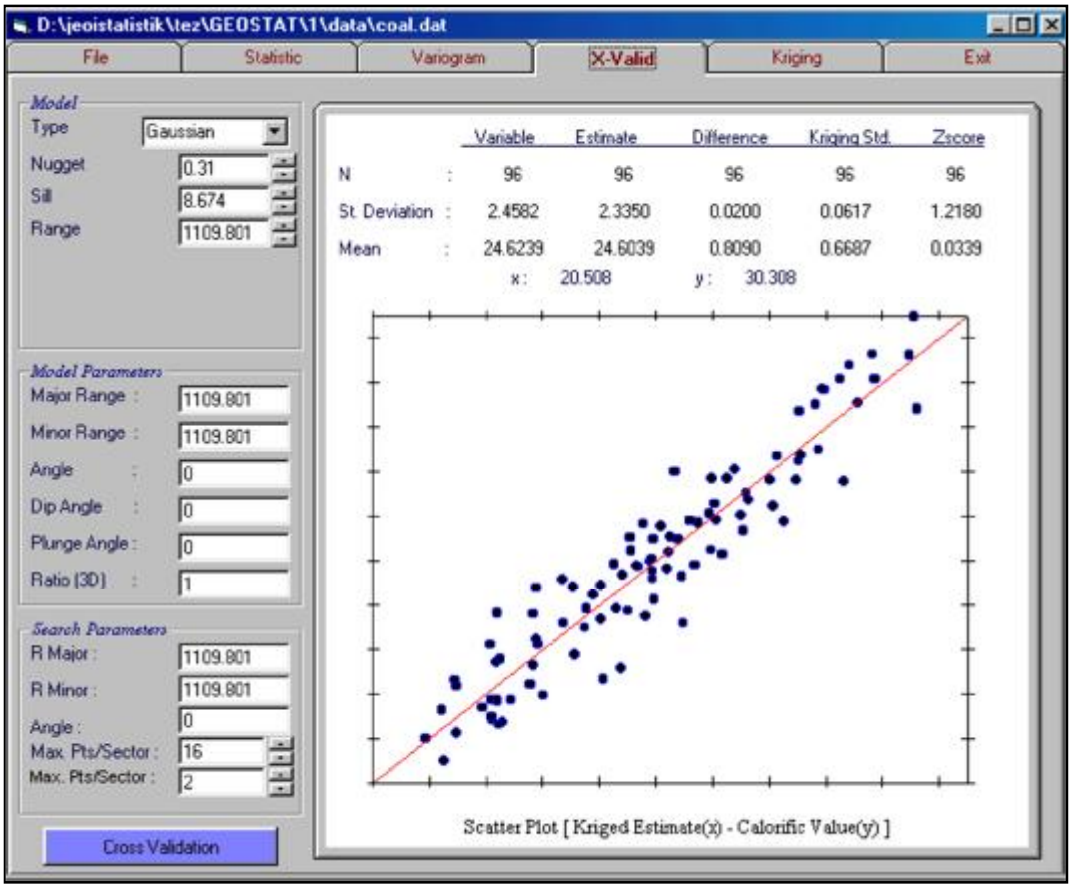
3.2.1.4 Çapraz Doğrulama Tekniği ile Model Uygunluk Testi

Elde edilen teorik yarıvariogram modelinin bizim gerçek verilerimizin arasındaki ilişkiyi temsil edip etmediğini test etmek amacıyla kullanılan bir test tekniği olan Çapraz Doğrulama (Cross Validation) testine ilişkin yarıvariogram parametreleri bir önceki metin kutularından otomatik olarak okutularak ilgili metin kutularına yazılmış olduğundan kullanıcın yazmasına gerek kalmamıştır (istenilirse değiştirilebilir). Test aşamasında kullanıcı etki mesafelerini (major ve minör range) ve üç boyutlu bir analiz yapıyorsak ona ilişkin açı ve oransal değerleri ilgili metin kutularına yazdıktan sonra "***cross validation***" butonuna basarak test sonuçlarını ve grafiğini ekranda görebilir (Şekil 3.13).

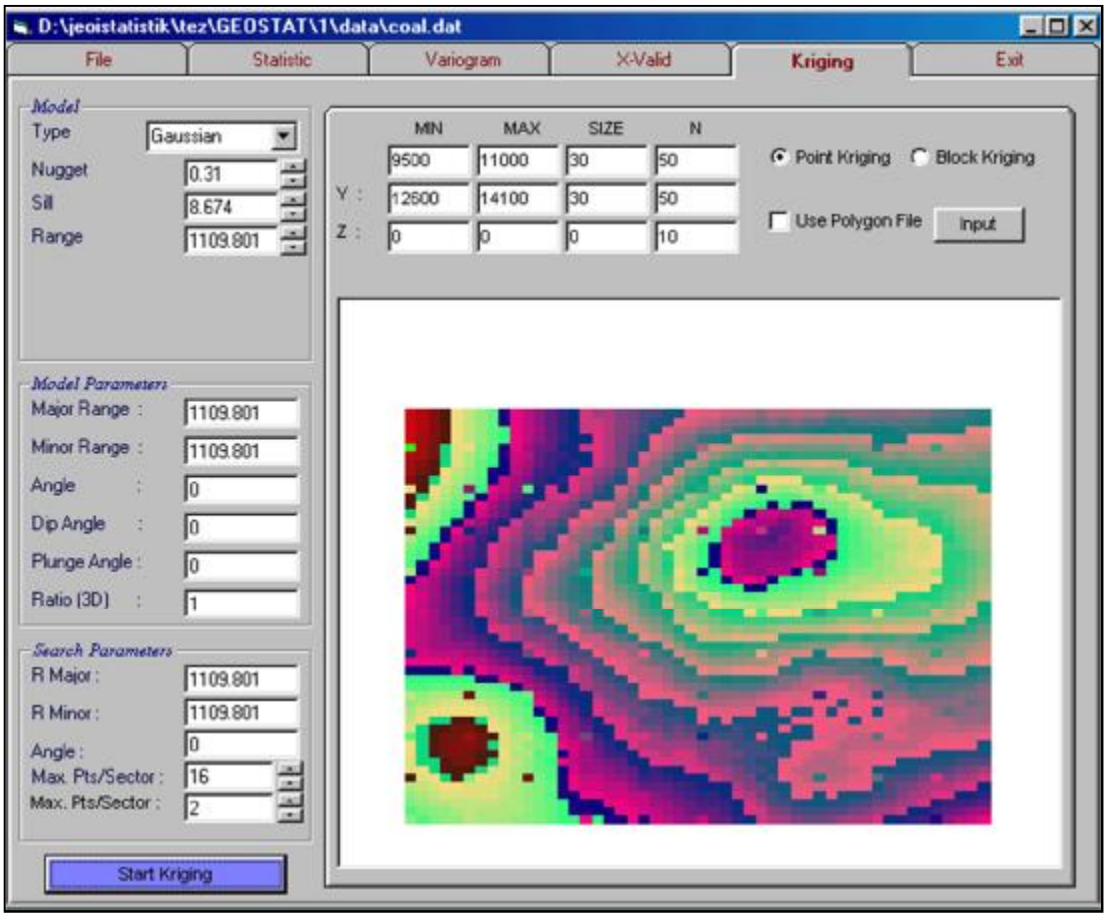
3.2.1.5. Kriging Tahmini

Programın "***kriging***" kısmında bir bölgeden alınan örnekler arasındaki ilişkiyi temsil eden teorik yarıvariogram modeli belirlendikten sonra bu bölge gridlere bölünmekte ve bu grid noktaları tahmin edilmektedir. Yapılacak tahminin boyutuna göre yöreyi iki veya üç boyutlu gridlere bölmek için ekranda yazılı ilgili metin

kutularındaki mesafe aralıklarına göre grid sayısı ve gridler arası mesafe yazılarak tahmin edilecek grid noktaları tanımlanabilir. Yapılacak olan kriging çeşidine ilişkin ilgili seçenekler işaretlendikten sonra eğer belirli bir sınır dahilinde bulunan gridlere tahmin yapılacaksa poligon dosyası ilgili klasörden okutulmalı ve kriging işlemi başlatılmalıdır. Poligon dosyası oluşturulurken poligonun her bir dönüm noktası bir satıra yazılmalı en üst satıra ise kaç tane dönüm noktası olduğu yazılmalıdır" ve dosyanın uzantısı "*.bln veya *.pol" olmalıdır. Kriging için gerekli olan arama elipsinin (search elips) yarıçaplarına dair bilgiler ilgili metin kutularına yazılarak kriging arama elipsi tanımlanabilir. Daha sonra elips içerisindeki en fazla ve en az kaç örneğin kriging tahmini için kullanılacağı yazıldıktan sonra "kriging" butonuna basmak suretiyle ilgili grid noktalarına tahmin yapılabilir ve haritalanabilir (Şekil 3.14). Tahmin değerlerinin minumum ve maksimum aralığına göre bir renk skalası hazırlanmakta ve elde edilen grafikteki renkler bu skala ile tanımlanmaktadırlar.



Şekil 3.13. Model uygunluk testi menüsünden bir görünüş (Mert, 2004)



Şekil 3.14. Programın "Kriging" ekranından bir görünüş (Mert, 2004)

Kriging haritası olarak isimlendirilen bu grafik farenin sağ tuşuna basılarak açılan "*diyalog kutusu*"' na yazılacak bir isimle istenilen bir dosyaya "**.bmp*" uzantılı olarak kaydedilebilmektedir. Kriging tahminine ve yapılan hatalara ilişkin sonuçlar "**.grd*" uzantılı bir dosyaya kaydedilmekte olup istenilen bir amaç doğrultusunda başka programlarda kullanılabilir.

3.2.2. Kaynak - Rezerv Tanımları ve Sınıflandırılması

Kaynakların üretilmesine yönelik madencilik faaliyetlerine başlamadan önce jeolojik ve jeofizik araştırmalara ilaveten kapsamlı sondaj çalışmaları yapılmaktadır. Bu araştırmaların amacı, madenciliğin mühendislik ve üretim aşamalarında yapılan plan ve tasarımları için cevherleşme hakkında bilgi toplamaktır. Elde edinilen bu bilgilerin ışığında cevher oluşumu "Kaynak", "Rezerv" ve "Tenör" gibi tanımlarla

ifade edilmektedir. Madenciliğin bütün aşamalarında, yatağın özellikleri hiç bir zaman değişime uğramaz iken, yapılan bu tanımlamalar, bilgi, tecrübe, anlayış ve beklentilere göre zamanla değişime uğramaktadır.

Bir proje ekibindeki farklı kişiler arasında iletişim aracı olan bu tanımlamalara, yapılan hesaplamaların güvenilirliğini değerlendirmek amacıyla sayısal olarak belirli sınırlamalar getirilmektedir. Bu sınırlama veya sınıflandırmalar ekonomik ve teknolojik şartlara göre dinamik bir özellik göstermektedir.

Bu bölümde, öncelikle maden yatağı için farklı kişi ve kuruluşlar tarafından yapılan tanımlamalar verilmekte, daha sonra önemli kaynak, rezerv sınıflandırmaları anlatılmakta ve Türkiye'de kabul edilen sınıflandırma tanıtılmaktadır.

3.2.2.1. Kaynak ve Rezerv Kavramları

Kaynak; Kaynak kavramı değişik biçimlerde tanımlanmaktadır. Bu tanımlamalardan bazıları kronolojik sıraya göre aşağıda verilmiştir (Oygür ve ark., 1992).

Blandel ve Lasky (1956), kaynakları, rezervler ile potansiyel rezervlerin toplamı şeklinde tanımlarken; Mc Kelvey (1972), kaynakları bilinenler (rezervler, sınırda rezervler) ve bilinmeyenler olarak ikiye ayırmıştır. Govett ve Govett (1974)'e göre kaynak, bir maddenin bilinen ve bilinmeyen biçimindeki toplam miktarı olarak tanımlamaktadırlar. USGS (United State Geological Survey, 1980)'e göre kaynak, yerkabuğunun içerisinde veya üzerinde doğal halde bulunan katı, sıvı veya gaz biçimindeki malzeme birikimleridir.

Rezerv; Kaynak kavramı üzerine yapılan tanımlamalarda olduğu gibi, rezerv kavramı için de değişik tanımlar yapılmaktadır. IMM tarafından görünür ve muhtemel rezerv olmak üzere iki şekilde tanımlama yapılmıştır

Govett ve Govett (1974)'e göre rezerv; içerisinden minerallerin günün ekonomik ve teknik koşullarında karlı bir biçimde alınabileceği kaynaklar olarak tariflenmektedir. Caner (1976a), rezervi hem ekonomik açıdan, hem varlığının belirliliği açısından sınırlandırmış olup, rezervin kaynağın ancak belirli bir bölümünü temsil edeceğini ifade etmiştir.

Uzun vadeli planlar, yeni yataklar bulunması olasılığına, günün koşullarında işletilmeyen yataklar için ekonomik kazanabilme süreçlerinin geliştirilmesine ve hangi kaynakların ilk önce ele alınacağı bilgisine dayanmalıdır (USGS, 1980). Böylece kaynaklar yeni jeolojik bilgilerin, bilim ve teknolojideki ilerlemenin, ekonomik ve politik koşullardaki değişimlerin ışığında sürekli olarak yeniden değerlendirilmelidir.

Yukarıda yapılan tanımlar ışığında rezerv; üzerinde detaylı teknik ve ekonomik çalışmalar yapılan ve günün ekonomik koşullarında işletildiğinde, makul bir kar sağlanabilecek olan mineral kaynağının belirli bir parçası şeklinde ifade edilebilir.

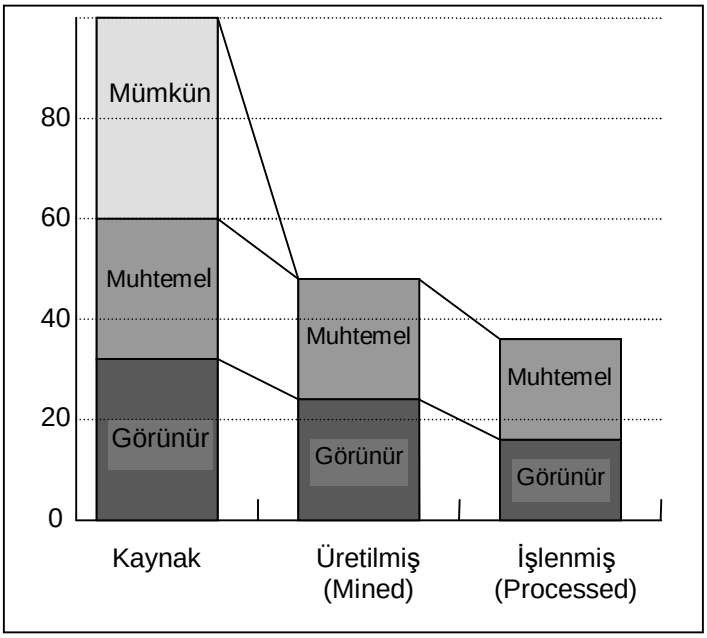
Kaynak-Rezerv İlişkisi; Kaynak ve rezerv tanımlarından da anlaşılacağı üzere, rezervler kaynağın bir parçasını oluşturmaktadır. Kaynak kavramı ile ilgili ifadeler jeolojik, jeofizik ve diğer araştırmaların ışığında yapılırken, rezerv kavramı için yapılan tanımlarda ekonomik değerlendirme göz önüne alınmaktadır. Böylece önceleri kaynak olarak bilinen mineral birikimi, günümüzde rezerv sınıfına girmekte veya bunun tersi olmaktadır. Bu sebeple kaynak ve rezerv arasında teknolojik ve ekonomik durumlara göre geçişler olmaktadır.

Rezerv - kaynak arasındaki ilişkiyi Noble (1993) şöyle açıklamıştır: Kaynak, genellikle rezervin üç ila beş katı daha fazladır. Bu büyüklükteki fazlalık, kaynağı rezervlerden ayıran özelliklerin önceden bilinmesine bağlıdır. Bu özellikler;

i. Kaynaktaki güvenilirlik seviyesi,
ii. Maliyet, satış fiyatı ve limit tenör gibi ekonomik özellikler,
iii. Örtü-kazı oranı, maden üretim verimi ve tesis randımanı gibi madencilik özellikleri,
iv. Teknolojik, yasal ve diğer özelliklerdir.

Bu özelliklerin her biri kaynağın ne kadarının rezerv olarak kabul edilebileceğine ilişkin önemli kriterlerdir. Örneğin, kaynaktaki güvenilirlik seviyesi ne kadar fazla ise, yani mineral birikimi ve yatak özellikleri hakkında yeterince jeolojik bilgilenme mevcut ise, rezerv olarak hesaplanacak miktar ve güvenilirlik de o ölçüde artar. Sonuçta yukarıda belirtilen diğer özelliklere bağlı olarak Şekil 3.15'de gösterildiği gibi rezerv, orijinal kaynağın yalnızca küçük bir parçasını temsil eder.

Tipik bir cevher kütlesi için hesaplanan kaynak miktarı, cevher sınırları belirleninceye kadar yapılan sondajlara bağlı olarak artış göstermektedir (Şekil 3.16). Kaynağın sınırları belirlendiğinde detaylı sondaj çalışmaları kaynağı ileri derecede nitelendirir ve cevherleşmenin sürekliliğinin tanımlanmasını sağlar. Cevherin şeklinin belirlenmesi sırasında hesaplanan kaynak miktarı, genellikle azalır ve daha sonra sabit bir düzeye gelir.

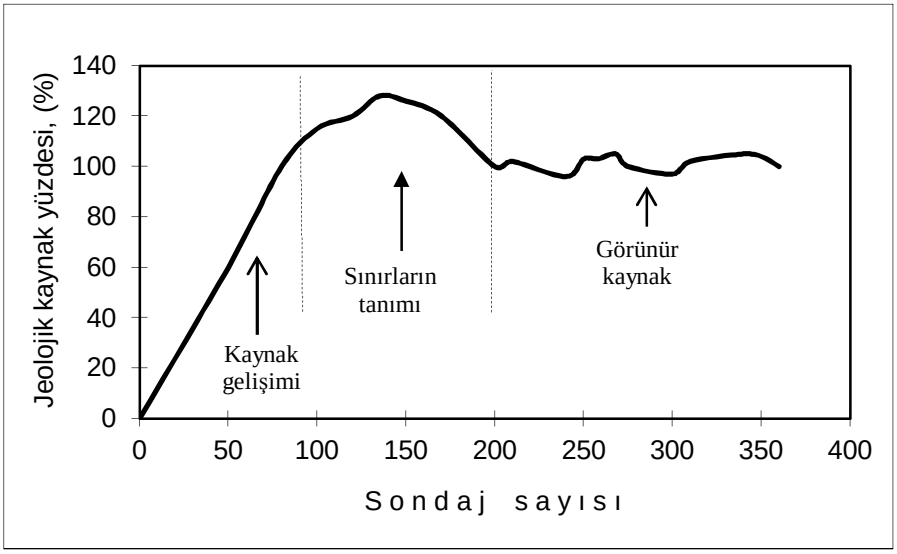


Şekil 3.15. Jeolojik kaynaklardan cevher rezervlerine genel gelişimin grafiksel anlatımı (Noble, 1993)

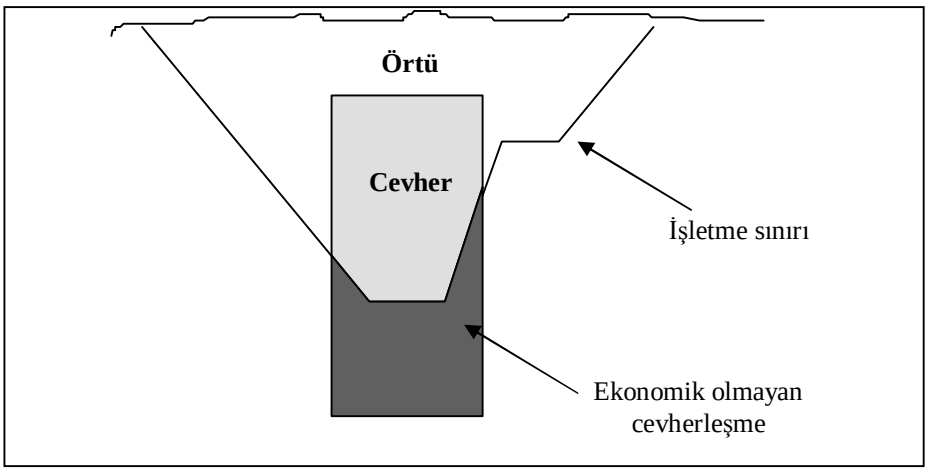
Bir mineral birikiminde cevherleşmenin sürekliliği, şekli ve diğer özellikleri jeolojik çalışmalara ilaveten yapılan sondaj çalışmalarıyla belirlenir. Bu çalışmaların tam ortasında az sayıdaki mevcut sondajlarla yapılan korelasyona bağlı olarak hesaplanan kaynak miktarı fazla çıkmaktadır. Burada, cevherleşmenin gerçek genişliği, sondaj delik aralıklarından daha az olduğu için, cevher hacminin daha fazladan hesaplanmasına sebep olmaktadır.

Kaynakların, madencilikteki fiziksel ve ekonomik faktörler göz önüne alınmak suretiyle indirgenmesi gerekir. Örneğin, yeraltı yöntemiyle işletilen cevher, üretim ve tesis maliyetine ek olarak yeraltı galeri ve kazı maliyetlerini de karşılamaya yetecek düzeyde olmalıdır. Bu maliyetleri karşılamayan kütle üretilebilir

rezerv sınıfından çıkartılır. Bundan başka topuklarda ve diğer yeraltı yöntemlerinde destek amaçlı bırakılan cevher, çoğunlukla üretim dışı kalır ve üretilebilir rezerv sınıfına dâhil edilmez. Kayıp cevher miktarı, maden üretim yöntemiyle arazi koşullarına bağlı olarak büyük ölçüde değişiklik gösterir. Bu miktar genellikle %10 ila %50 arasında değişir. Açık ocak şeklinde üretilen cevher, üretim ve tesis maliyetine ek olarak, örtü-kazı maliyetlerini de karşılamalıdır. Şekil 3.17'de gösterildiği gibi cevherin önemli bir bölümü, üzerindeki örtünün ve cevherin kazı maliyeti ile nakliye ve tesis maliyetlerini karşılamadığı için ocak tabanında bırakılabilmektedir (Noble, 1993).



Şekil 3.16. Tipik bir cevher kütlesi için sondaj sayısı / kaynak ilişkisi (Noble, 1993)



Şekil 3.17. Bir açık işletmenin tipik geometrik düşey kesiti

Üretilebilir rezervi olumsuz yönde etkileyen diğer faktörler ise; tesis randımanı, arazinin mülkiyeti, yasalar, çevresel, politik ve sosyal hususlardır. Bu faktörleri genelleştirmek veya hepsinin uygulanabileceğini söylemek zordur.

Bir madencilik projesinin araştırma aşamasında tahmini olarak hesaplanan kaynak miktarı, genellikle projenin ileriki aşamalarında üretilmesi hesap edilen rezervlerden daha çok olduğu görülmüştür. Bir projenin başlangıç aşamalarında, ayrıntılı rezerv hesaplamalarında bulunmak güçtür. Ancak kaynak olarak hesaplanan miktardan üretilebilir rezervi kabaca hesaplamak mümkündür. Bunun için aşağıdaki hususlar göz önüne alınmalıdır:

i. Cevher sürekliliğinin belirsizliği durumunda, rezerv hesaplamada cevher-tenör kesişimlerinin büyük aralıklarda yapıldığının bilinmesi,

ii. İlk fiyat, maliyet ve randıman tahminlerine dayalı, uygun bir nihai tenör kullanılması. Eğer herhangi bir limit kullanılırsa bunun açıkça belirtilmesi,

iii. Potansiyel yeraltı varlığının çıkarılması için uygun bir madencilik yönteminin seçilmesi ve seçilen yönteme göre rezerv hesabının yapılması,

iv. İşletilebilir yüzey yataklarının üretilebilir kısmı, kabaca veya kuramsal işletme dizaynlarına göre hesap edilmesi,

v. Test etmek suretiyle tesis randımanının mümkün olduğunca erken geliştirilmesi ve bu testlerde ortalama tek bir tenörden ziyade bir tenör aralığının alınarak hesaplamaların yapılması,

vi. Yasal, siyasi ve çevresel faktörlerin mümkün olduğunca erken dikkate alınması,

Kaynak-rezerv ilişkisi, madencilik sürecinde birbirine geçişler göstermektedir. Daha önce belirtildiği gibi bu geçişler günün teknolojik ve ekonomik şartlarına bağlı olarak değişmektedir. Bu sebeple maden yatağı madenciliğin tüm aşamalarında tekrar değerlendirilmesi gerekmektedir. Kaynak-rezerv arasındaki geçişlerde en önemli etkenlerden biri, cevherin tenörü ile ilgilidir (Yüksek, 1996).

3.2.2.2. Başlıca Kaynak ve Rezerv Sınıflandırmaları

Bir proje ekibindeki farklı kişiler arasında iletişim aracı olan kaynak ve rezerv tanımları için yapılan hesaplamaların güvenilirliğini değerlendirmek üzere, sayısal olarak belirli sınıflandırmalar yapılmaktadır. Bu sınıflandırmalar ekonomik ve teknolojik şartlara göre dinamik bir özellik göstermektedir (Yüksek, 1996).

Günümüze kadar çok sayıda yazar ve kuruluş, mineral birikimlerini sınıflandırmıştır. Sınıflandırmalar, ülkelerin gelişmişlikleri, bilgi ve anlayışı gibi faktörlere bağlı olarak farklılıklar göstermektedir. McDivitt (1965) yapılan sınıflandırmaları tarih sıralamasına göre şu şekilde vermiştir:

i. McDivitt (1965) sınıflandırması
ii. McKelvey (1972) sınıflandırması
iii. USGS (1975) sınıflandırmasının Kanada uyarlaması
iv. Birleştirilmiş (1976) sınıflandırma
v. Birleşmiş Milletler Uluslar arası (1979) sınıflandırması
vi. CIS (1981) sınıflandırma Sistemi

McDivitt (1965)'e göre rezerv-kaynak sınıflandırması Çizelge 3.2'de gösterildiği gibi olup diğer sınıflandırmalarda bu sınıflandırmaya benzer şekildedir.

Çizelge 3.2. Rezerv-kaynak sınıflandırması (McDivitt, 1965)

Terim	Jeolojik sınırlar	Ekonomi	Teknoloji
Rezerv	Biliniyor	Günün maliyet düzeyinde	Günün koşullarında fizibildir
Kaynak	Biliniyor / Bilinmiyor	Her hangi bir maliyet düzeyinde	Günün koşullarında fizibil ve gelecekte belirlenebilir
Baz kaynak	Biliniyor / Bilinmiyor	İlgisiz	Fizibil / fizibil değil

3.2.2.3. Tanım ve Sınıflandırmaların Değerlendirilmesi

Mc Kelvey ve Birleştirilmiş sınıflandırma veya benzerleri, yaygın olarak kullanılmaktadır. Türkiye'de ise bu sınıflandırmaların MTA tarafından yapılan uyarlaması benimsenmektedir. Burada rezervler, araştırmanın seviyesine göre,

görünür, muhtemel ve mümkün şeklinde sınıflandırılmıştır. Bu sınıflandırmanın dayandığı kriter, rezervin varlığının belirlilik derecesi, yani varlığı hakkında elde ettiğimiz bilgilerin yeterliliği ve duyarlılığıdır. Bu sınıflandırma ile ilgili tanımlar aşağıda verilmiştir (Caner, 1983).

Görünür Rezerv; Üç boyutu ile belirlenmiş olan ve bu boyutlar içerisinde devamlılığı konusunda en az risk taşıyan cevher kütlesini belirtir.

Prospeksiyon çalışmaları, jeolojik ve jeofizik etütleri tamamlanmış, kuyu, yarma, galeri gibi çeşitli madencilik işlemleri veya sondajlarla cevherleşme üç boyutlu olarak ortaya konmuştur. Ayrıca jeolojik etkenlerin bilinmesi sonucu cevher sürekliliği belirlenmiş, dolayısıyla işletme ve planlama çalışmalarına baz teşkil edecek durumlar ortaya konmuştur**.** Pratikte hesaplamalarda hata sınırı %20 olarak kabul edilir.

Muhtemel Rezerv**;** İki boyutuyla belirlenmiş olan ve derinliği konusunda daha büyük risk taşıyan cevher kütlesini belirtir.

Prospeksiyon çalışmaları, jeolojik ve jeofizik etütleri tamamlanmış olup, cevherin muhtemelen bulunduğunu gösteren jeolojik etkenler bilinmekle birlikte kuyu, yarma, galeri gibi madencilik işlemlerinin veya sondajların çok geniş aralıklarla yapılmış olması nedeniyle, sınırları ve devamlılığı görünür rezervde olduğu kadar kesinlikle tarif edilemeyen ve dolayısıyla işletme hesaplarına ve planlama çalışmalarına baz teşkil edebilecek belirliliğe erişmesi için ilave arama çalışmalarını gerektiren, bir rezerv sınıfıdır. Pratikte hesaplamalarda hata sınırı %40 olarak kabul edilir.

Mümkün Rezerv**;** Boyutları hiç bir şekilde belirlenmemiş olan ve varlığı ancak ümit edilen cevher kütlesini belirtir.

Prospeksiyon çalışmaları, jeolojik ve jeofizik etütleri kısmen tamamlanmış olup, genel jeolojik yapıya ve varlığı belirlenmiş olan diğer rezerv sınıflarına dayanarak bulunacağı ümit edilen, fakat arama işlemlerinin yapılmamış olması veya yok denecek kadar yetersiz olması nedeniyle, lokasyonu ve uzantıları hiç bir şekilde tarif edilemeyen, dolayısıyla işletme ve planlama çalışmalarında hesaba katılmayan bir rezerv sınıfıdır. Hata sınırı genellikle %50'nin üzerinde kabul edilir (Caner, 1983).



Şekil 3.18. Kaynak, rezerv ve potansiyel kavramlarının grafiksel tanımı (Caner, 1983)

3.2.3. Rezerv Hesaplama Yöntemleri

Bir cevher kütlesinin ekonomik değerlendirmesi ve üretim planlaması için rezerv miktarı hesaplanır. Hesaplamalar bazı aşama veya faaliyetlerden geçilerek yapılmaktadır. Bu faaliyetlerin ilk aşaması, hesaplamalarda kullanılacak jeolojik ve sondaj çalışmalarından elde edilen bilgilerin toplanmasıdır. Daha sonra bu bilgiler yorumlanarak değişik yöntemlerle maden yatağı modellenir. Bu yöntemler, klasik ve bilgisayar destekli yöntemler olarak iki gurupta toplanabilir (Richard, 1990). Geometrik yöntemler olarak da bilinen klasik yöntemlerde, plan ve kesit üzerinde elle çizilen geometrik şekiller yardımıyla rezerv hesabı yapılmaktadır. Bilgisayar destekli yöntemlerde ise, cevher yatağı soyut bloklarla temsil edilerek her bir bloğun tonaj değerleri hesaplanır. Cevher yatağının bu şekilde gösterimine jeolojik blok model, ekonomik parametreleri de içeren modele ise, ekonomik blok model denir (Yüksek, 1996).

Rezerv hesaplarının başarılı bir şekilde gerçekleştirilmesi, yatakta yapılan sondaj, galeri ve yarmalarla elde edilen verilerin çokluğu ile ilgilidir. Hesaplamalarda kullanılacak parametreler aşağıdaki şekildedir.

L : Cevher kütlesinin uzunluğu (m)

W : Cevher kütlesinin genişliği (m)

S : İşletilecek cevherin yüzey alanı (m^2)

h : Cevher kütlesinin ortalama kalınlığı (m)

V : Cevher kütlesinin hacmi (m^3)

d : Cevherin ortalama yoğunluğu (ton/m^3)

j : Jeolojik faktör (Jeolojik belirsizliklere ve sondaj sıklığına göre 0-1 arasında bir değer)

i : İşletme kayıplarını dikkate alan bir faktör (İşletme yöntemine göre 0,8-1,0 arası değişir.)

t : Cevher içindeki bir metal ya da bileşiğin tenörü (%)

R : Cevher rezervi (ton)

Düzgün geometriye sahip olan bir maden için yukarıdaki parametreleri kullanarak aşağıdaki rezerv formülü kullanılabilir.

$$R = L*W * h * d * j * i *t \quad (3.1)$$

Formülden de anlaşıldığı üzere rezerv hesabı tamamen cevherin hacminin, yoğunlukla ve çeşitli düzeltme parametreleriyle çarpımıdır. Yani işin esası alan ve hacim hesaplamalarıdır. Bu işlemler ise, hesaplanacak alanın veya hacmin düzgün geometriye sahip olup olmasıyla yakından ilgilidir, cevher yatağının oluşturduğu şekil düzgün geometrik bir şekil ise hesaplamalar, bilinen formüller ile yapılabilir. Ancak; pratikte cevher yataklarının genellikle düzenli şekil göstermedikleri bilinmektedir. Bu nedenle geliştirilen birçok rezerv hesaplama yöntemleri söz konusu olup, cevher yatağının niteliklerine ve geometrisine göre herhangi biri veya birkaçı uygulanarak rezerv bulunabilir (Kahriman, 2000).

3.2.3.1. Blok Model Kavramı

Jeolojik blok modeldeki blokların ekonomik değerlerinin hesaplanması sonucu, ekonomik blok model elde edilir. Ekonomik blok modeldeki her bir bloğun

ekonomik değerinin hesaplanması, işletme ve ekonomik parametrelere bağlı olarak hesaplanır. Bunun için genel bir formül Denklem (3.2) şeklinde verilebilir (Elevli, 1992).

$$a_O = r - m_C - p_C \quad (3.2)$$

Burada;

a_O : Cevher içeren bir bloğun hesaplanmış değeri,

r : Bloğun ilk satılabilir ürün bazındaki satış hasılatı,

m_C : Bloğun kazı ve nakliye maliyeti,

p_C : Bloğun ilk satılabilir ürüne yönelik proses maliyeti ve diğer maliyetlerdir.

Burada verilen a_O, r, m_C, ve p_C büyüklükleri hem statik hem de dinamik bazda algılanmalıdır. Yukarıdaki ilişki ilk aşamada statik bir ifade tarzıdır. Buradaki hesaplama sonucu, eğer cevher içeren blok pozitif bir değere sahipse, blok üretilebilir bir cevher bloğu veya "Pozitif blok" olarak sınıflandırılabilir. Eğer satış hasılatı proses maliyetinden küçük ise, blok "artık blok" olarak tanımlanır (Yüksek, 1996).

Jeolojik blok model çıkarılmasında ve bu blok modellere dayalı ortalama tenör ve rezerv hesaplamalarında, daha önce bahsedildiği üzere üç farklı yöntem kullanılmaktadır. Bunlar;

i) Geometrik yöntemler,
ii) Ters uzaklık yöntemi
iii) Jeoistatistiksel yöntemler'dir.

3.2.3.2. Geometrik Yöntemler

Cevher yatağının belli geometrik bloklara bölünmesi suretiyle yapılan rezerv hesaplamalarına geometrik yöntemler denir. Geometrik şeklin yapısına göre de geometrik yöntemler farklı isimler alırlar. Bunların başlıcaları, üçgen, poligon ve kesit yöntemleridir. Bu tür rezerv hesaplama yöntemlerinde geometrik şeklin alanları içerisinde kalınlık, yoğunluk ve ortalama tenör gibi parametrelerin sabit kaldığı kabul

edilir. Bahsedilen parametrelerin alanlar içerisinde sabit kalması bir kabullenmedir ve bu kabüllenme hatalar doğurmaktadır (Şen, 1999).

3.2.3.3. Ters Uzaklık Yöntemi

Bilgisayarların yaygın kullanımı ile birlikte, uzaklık ağırlıklı metotların kullanımı gündeme gelmiştir. Uzaklık ağırlıklı metodun temel fikri ise, tenör dağılımının cevherleşmeye bağlı olarak uzaklığın bir fonksiyonu olduğudur. Eğer bu fonksiyon tanımlanabilirse bilinmeyen noktaların tenörünün hesabı yapılabilir.

Ters uzaklık yönteminde, bir noktadaki değeri hesaplamak için, o noktanın etrafındaki noktaların bilinen değerlerinin ortalama etki ağırlıklarını bulmak gerekir. Bir noktadaki istenen değeri hesaplamak için Denklem (3.3) kullanılır.

$$Z^* = \sum_{i=1}^{n} l_i Z(x_i) \tag{3.3}$$

Burada;

Z* : Hesaplanan değer,

$Z(x_i)$: Gözlenen değer,

n : Hesaplamada kullanılacak gözlemlerin sayısı,

λ_i : i. gözleme atanan ağırlık katsayısı,

Yukarıdaki formülde, $\sum_{i=1}^{n} l_i = 1$ ve $0 \le \lambda_i \le 1$ olmak zorundadır.

λ_i'nın değeri, değerleri bilinen noktalar ile değerleri bilinmeyen noktalar arasındaki uzaklığın bir fonksiyonu olarak hesaplanır ve en yaygın kabul gören fonksiyon ise Denklem (3.4) ile verilebilir;

$$l_i = \frac{d_i^{-m}}{\sum_{i=1}^{n} d_i^{-m}} \tag{3.4}$$

Burada;

d_i : Değeri bilinen i noktası ile hesaplanacak nokta arasındaki uzaklık,

m : Üssel faktör

Yukarıdaki formülde en önemli soru "m" değerinin ne olacağıdır. Bunun belirlenmesi için Hughes ve Davey (1979), tarafından değişik yöntemler verilmiştir. "m" değeri için seçilen değer genellikle 0 ile 3 arasında olmakta ve en yaygın olarak kullanılan değerler ise m=1,5 ve m=2 olarak seçilmektedir(Knudsen, 1990: Mert, 2004'den).

Ters uzaklık yöntemiyle hesaplama yapılırken göz önüne alınması gereken bir başka faktör de maksimum nokta sayısıdır. Bu sayı bir noktayı tahmin etmede kaç bilinen noktadan faydalanılması gerektiğini belirler. En yaygın kullanım sekiz ile on nokta arasındadır.

Etki uzaklığı kadar önemli olan bir başka parametre hariç tutma açısı'dır. Bu açı vasıtasıyla aynı doğrultuda bulunan noktalardan sadece en yakındaki göz önüne alınır. Aksi takdirde tek taraflı ağırlık fazla olacağından yanıltıcı sonuçlar elde edilebilir.

Ters uzaklık yönteminin uygulanmasında önemli olan bir başka parametre ise sondaj etki uzaklığı'dır. Etki uzaklığı, ne kadar uzaklıktaki değerleri bilinen noktaların, değerleri bilinmeyen noktaları hesaplamada kullanılabileceğini belirler. Etki uzaklığı dışında kalan noktalar hesaplamalara dahil edilmez (Knudsen, 1990: Mert, 2004'den).

3.2.4. Jeoistatistik Yöntem

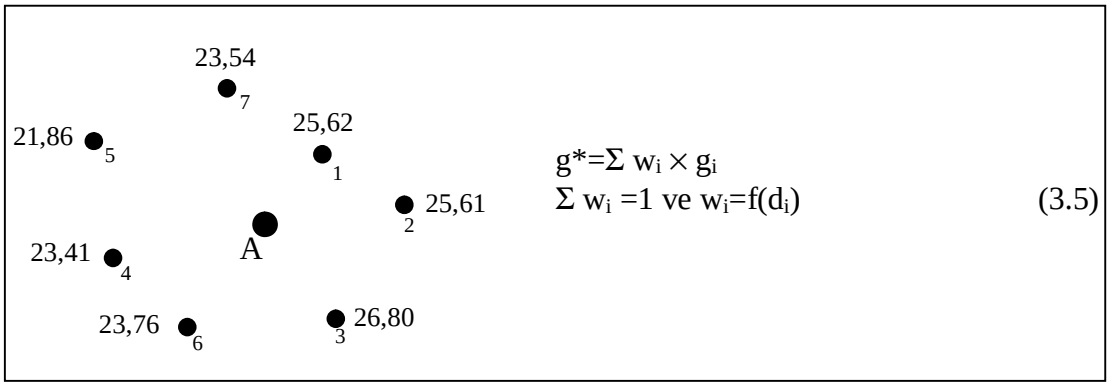
Klasik istatistik yöntemlerinden farklı olarak örnekler arası ilişkiyi örneklerin alındıkları koordinatları da hesaba katarak ele alan bu yöntem maden yataklarının rezervlerinin tespitinde geniş bir kullanım alanı bulmuştur. Ancak bu tahmin tekniğini sadece rezerv hesabında değil geçirgenlik, gözeneklilik, yoğunluk, yükselti, populasyon yoğunluğu, yağış, sıcaklık, kırık uzunluğu vb. konularda veya genel olarak bir örneğin değerinin bulunduğu pozisyondan ve komşularıyla olan ilişkisinden etkilenmiş olduğunu varsaydığımız yerlerde, sürekli bir ölçüm yapmamız gerekiyorsa da kullanabiliriz (Clark, 1979).

Jeoistatistikte, yöresel değişkenlerin uzaklığa bağlı değişimleri durağan tesadüfi fonksiyonların olasılıksal çatısı altında modellenir. Önce yatağın her x noktasında bir Z(x) tesadüfî değişkeni tanımlanır ve bu noktadaki değerin, Z(x) tesadüfî değişkenin bir değeri olduğu kabul edilir. Maden yatağı içinde tanımlanan tesadüfî değişkenlerin tümü durağan bir tesadüfi fonksiyonu oluşturur ve yöresel değişkende tesadüfi fonksiyonun aldığı bir değer şeklinde ortaya çıkar.

Maden yatağının bir noktasından yalnızca bir defa örnekleme yapılabilir ve bu nedenle yalnızca bir gözlem vardır. Tek bir gözlemle ortalama, varyans gibi istatistikler belirlenemeyeceğinden durağan tesadüfî fonksiyonlar altında bu istatistiklerin, yatağın bir noktasından diğer bir noktasına değişmediği ve ayrıca Z(x) ve bundan h kadar uzaklıkta tanımlanan Z(x+h) tesadüfî değişkeni arasındaki ilişkinin x ve x+h noktalarına değil de, bunlar arasındaki h uzaklığına bağlı olduğu varsayılır.

Tesadüfi fonksiyonların çatısı altında yöresel değişkenin lokal ölçekteki gelişigüzel davranışı tesadüfi değişken ile, global ölçekteki yapı gösteren davranışı ise tesadüfi değişkenler arasındaki uzaklığa bağlı korelasyon derecesi ile modellenir. Bir maden yatağının x noktasındaki tenör değerini z(x), bundan h kadar uzaklıktaki tenör değerini z(x+h) ile göstererek, tenör değerleri arasındaki farkı h uzaklığının bir fonksiyonu olarak f(h)=z(x)-z(x+h) şeklinde gösterebiliriz, buradaki h fonksiyonunun modellenmesi jeoistatistiğin temelini oluşturmaktadır. f(h) bilindiğinde örneklenmemiş bir lokasyondaki değeri, bilinen değerler yardımıyla hesaplamak mümkündür. Dolayısıyla h fonksiyonunun rezerv hesaplama yöntemlerinde büyük bir önem taşıdığı şüphesizdir. Poligon, üçgen ve kesit gibi geometrik rezerv hesaplama yöntemleri, ilgili kestirim alanı içinde tenör değerlerin değişmediği, dolayısıyla tenör değerleri arasındaki farkın, h uzaklığı ne olursa olsun, sıfıra eşit olduğunu varsayar. Ancak bu gerçekçi bir yaklaşım değildir ve tenör değerleri arasındaki farkın gözlemler arasındaki uzaklık arttıkça artması, azaldıkça azalması beklenir. Jeoistatistiğin yanında bu mantıkla hareket eden diğer bir yöntemde ters uzaklık yöntemidir. Jeoistatistik ile diğer yöntemlerden en popüler olan ters uzaklık yönteminin karşılaştırması yapılırsa jeoistatistiğin üstünlüğü ve neden jeoistatistik gibi bir sorunun cevabı anlaşılacaktır (Clark and Harper, 2000).

Örnek; Şekil 3.19'da görülen A noktasının, etrafındaki değerleri bilinen örneklere bağlı olarak bir tahminini yapmak istediğimizde A noktasına 1 no'lu örnek daha yakın olduğundan A noktasının değerininin 1 no'lu örneğin değerine yakın olacağını ve en uzak nokta 5 olacağından, 5 no'lu örneğin A noktasının değerine olan etkisinin daha az olacağı beklenir (Şekil 3.19).



Şekil 3.19. Tahmini yapılacak A noktası ve etrafındaki değeri bilinen örnekler

Bu şekilde değişen uzaklığa göre bir ağırlık katsayısı belirleyen ters uzaklık yöntemine dayanarak Çizelge 3.3 ve 3.4'deki gibi örneklere bir ağırlık atanacak olursa A noktasının değeri, etrafındaki kendisine en yakın olan sadece 5 örnek noktasının ve $1/di^2$ fonksiyonunun kullanımı ile tahmin edilecek olursa 25,1507 olarak bulunur.

Çizelge 3.3. Ters uzaklık yöntemiyle ağırlık katsayıları hesaplanması ve tahmin (Örnek sayısı 5)

Örnek i	**d_i**	**$1/d_i^2$**	**w_i**	**g_i**	**$w_i * g_i$**
1	212	0,000022249	0,142956276	25,62	3,66254
2	150	0,000044444	0,285565586	25,61	7,31333
3	150	0,000044444	0,285565586	26,80	7,65316
4	212	0,000022249	0,142956276	23,41	3,39664
5	212	0,000022249	0,142956276	21,86	3,12502
Toplam=		**0,000155635**	**1**	**Tahmin =**	**25,1507**

Bir önceki tahminde kullanılmayan diğer iki örnekte hesaba katılarak ve aynı tahmin yöntemi kullanılarak tahmin yapılmış olsaydı A noktasının tahmini değeri 24,9194 olacaktı (Çizelge 3.4).

Çizelge 3.4. Ters uzaklık yöntemiyle ağırlık katsayıları hesaplanması ve tahmin (Örnek sayısı 7)

Örnek i	**d_i**	**$1/d_i^2$**	**w_i**	**g_i**	**$w_i * g_i$**
1	212	0,000022250	0,125097298	25,62	3,20499
2	150	0,000044444	0,249883243	25,61	6,39951
3	150	0,000044444	0,249883243	26,80	6,69687
4	212	0,000022250	0,125097298	23,41	2,92853
5	212	0,000022250	0,125097298	21,86	2,73463
6	300	0,000011111	0,062470811	23,76	1,48431
7	300	0,000011111	0,062470811	23,54	1,47056
Toplam		**0,000177861**	**1**	**Tahmin (g*) =**	**24,9194**

Görüleceği üzere ters uzaklık yöntemiyle yapılan bu tür bir tahminde tahmini yapılacak nokta ve buna referans olacak örnekler arası uzaklığın haricinde hiçbir etken mesela cevher zonunun zengin mi yoksa fakir mi olacağı veya yönlere göre tenörün nasıl değişime uğradığı göz önünde bulundurulmamıştır. Gerçekte uzaklığa bağlı ilişki aynı bir yatak içinde bile yönlere göre değişiklik gösterebilir. Dolayısıyla bu şekilde yapılan tahminlerde aşağıdaki sorular ortaya çıkacaktır (Clark, 2000).

i) Hangi fonksiyonun 1/d, $1/d^2$, $1/d^3$, e^{-x}'mi ya da vb. kullanılacağı?

ii) Tahmini yapılacak noktanın ne kadar uzaklığındaki noktaların göz önünde bulundurulacağı?

iii) Yapılan tahminin ne kadar güvenilir olduğu?

iv) Aynı tahmin metodunu bütün yatak tiplerinde eşit derecede doğru sonuçlar vereceğini ciddi bir şekilde bekleyebilir miyiz?

Sonuç olarak şu söylenebilir; tenör değerleri arasındaki farkların uzaklığa bağlı bir modelinin oluşturulmasında en gerçekçi yaklaşım, ilgili yatağın verilerini kullanan ve yatağın özelliklerini yansıtan bir yaklaşımdır. Jeoistatistik bu türden bir

yaklaşımdır ve tenör değerlerindeki farkların uzaklığa ve yönlere bağlı değişimlerini dikkate alır.

Jeoistatistik yöntemlerle yapılan bir analizi dört ana gruba ayırabiliriz. Bu gruplar ise;

i. Yöresel değişkenin değerleri arasındaki farkların, uzaklığa bağlı değişimlerini belirlemeye yarayan yarıvariogram modellerinin tespit edilmesi,

ii. Yarıvariogram modellerinin test edilmesi,

iii. Kriging tahmin tekniği ile noktasal, alansal veya bir hacmi temsil eden tahminlerin yapılması,

iv. Yapılan tahmin hatalarının belirlenmesi,

Jeoistatistiksel bir çalışmada bu unsurların hepsinin sistematik olarak yapılması gerekir (Çetin, 1996).

3.2.4.1. Yarıvariogram Analizi

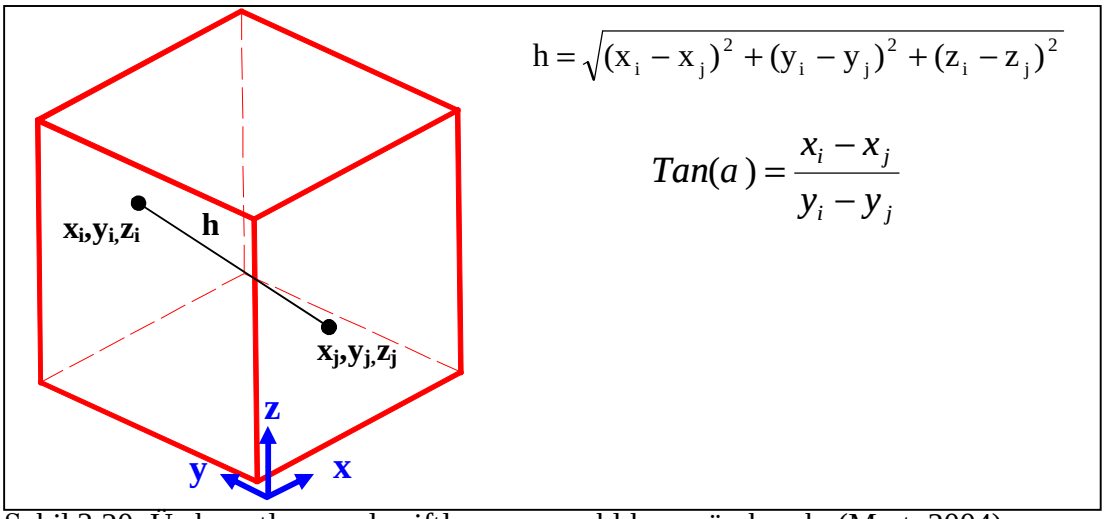
Yöresel değişkenlerin tanımladığı noktalar arasındaki uzaklık ile bu noktalardaki gözlenen değerler arasındaki olası bir ilişki, normal olarak uzaklık azaldıkça değerlerin birbirine benzemesi, arttıkça benzerliğin azalması şeklinde beklenir. Başka bir deyişle yöresel değişkenlerin değerleri arasındaki fark, bu değerler arasındaki uzaklığın bir fonksiyonu şeklinde tanımlanabilir.

Jeoistatistikte, yöresel değişkenin değerleri arasındaki farkın uzaklığa bağlı değişimleri variogram fonksiyonu ile ortaya konur. Variogram fonksiyonu tesadüfi değişkenin değerleri arasındaki farkın varyansı şeklinde ifade edilir ve $2\gamma(h)$ ile gösterilir. Literatürde yarıvariogram olarak adlandırılan yarıvariogram fonksiyonu ise variogram fonksiyonunun yarısını ifade etmektedir ve $\gamma(h)$ ile gösterilir (Çetin, 1996).

$$g(h)=Var[Z(x)-Z(x+h)] / 2 \qquad (3.6)$$

Yarıvariogram fonksiyonları, maden yatağının ilgili yöresel değişkeninin ne gibi özellikler gösterdiğini belirlemede kullanılır. Örneğin, bu fonksiyon bilindiğinde değişkenin homojenlik ve izotropluk dereceleri, düzenliliği ve bir örneğin etkili

olduğu uzaklık belirlenebilir. Yarıvariogram değerlerinin gözlemler arasındaki h uzaklığına bağlı olarak hesaplanabilmesi için N sayıdaki gözlemin N(N-1)/2 tane olan ikili kombinezonları oluşturulur. Oluşturulan gözlem çiftleri arasındaki h uzaklığı ve yön Şekil 3.20'de gösterildiği gibi koordinatlardan gidilerek pisagor bağıntısı ile hesaplanır.



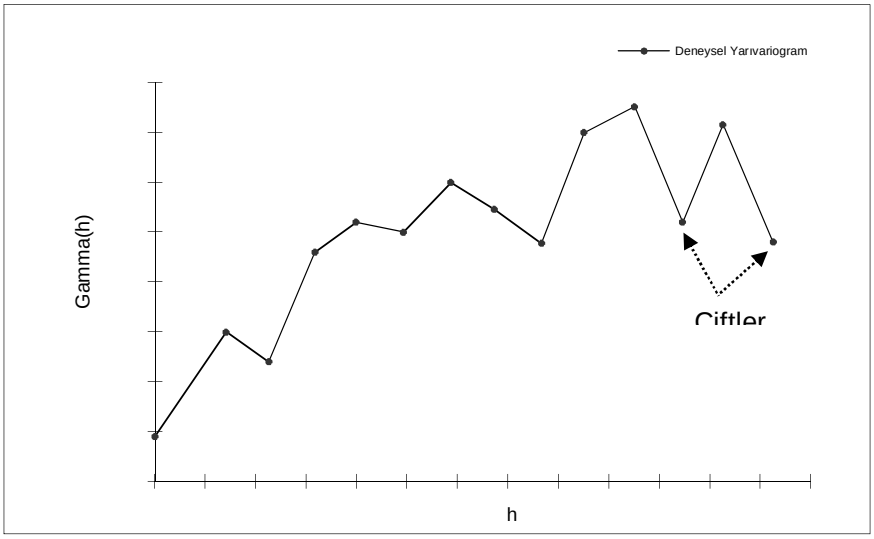
Şekil 3.20. Üç boyutlu uzayda çiftler arası uzaklık ve yön hesabı (Mert, 2004)

Eğer gözlem çiftleri yön ve uzaklık gözetilmeksizin oluşturulmuşsa mümkün bütün çiftlerin arasındaki yarıvaryans değeri Denklem (3.7) yardımıyla hesaplanır. Daha sonra her bir h uzaklığına karşılık elde edilen deneysel yarıvaryans değerleri karşılıklı olarak grafiklenerek yarıvariogram fonksiyonu elde edilir (Şekil 3.21). Bu şekilde yön ve mesafe gözetilmeksizin oluşturulan yarıvariogramlar yönsüz (omnidirectional) yarıvariogram ismini almaktadır (Çetin, 1996).

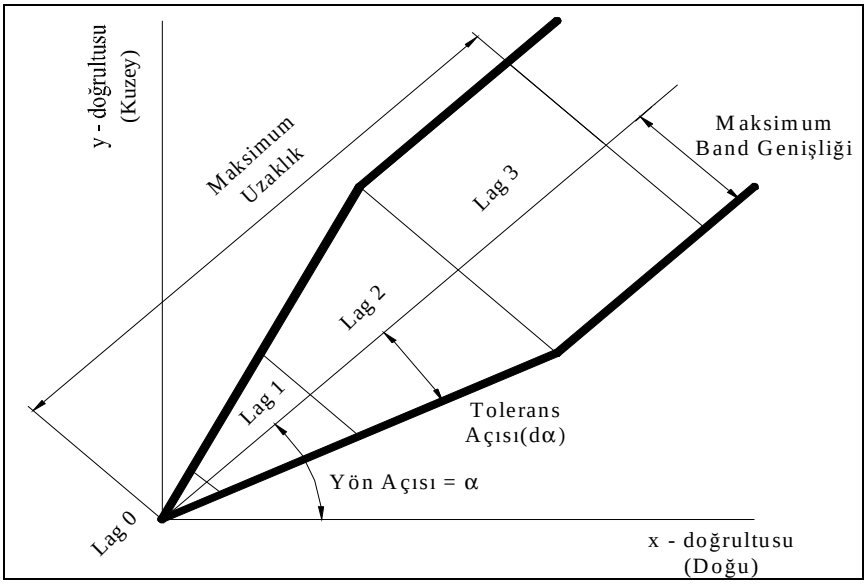
$$g^*(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_{i=1}^{N(h)} \left[z(x_i) - z(x_i + h) \right]^2 \qquad (3.7)$$

Eğer gözlem çiftleri oluşturulurken yön ve uzaklık gözetilmişse deneysel yarıvariogramın hesaplanması özel teknikler gerektirir. Bunun için veriler uzaklığa ve yöne göre uzaklık ve açı toleransları içerisinde gruplandırılır. Açı ve tolerans açısı (α ±dα) Şekil 3.22'de gösterildiği gibi bir koni tanımlar. Seçilen uzaklık parametresi ise lag ya da gecikme uzaklığı olarak isimlendirilir ve bu koni üzerinde sektörler

oluşturur. Bu şekilde, yön ve uzaklık sınıflamaları ile oluşturulmuş sektörler içinde kalan veri çiftleri yönlü deneysel yarıvariogramların hesaplanmasında kullanılır. Bu durumda tolerans açısı ve lag mesafesi büyük olduğunda veri çifti sayısı da artacaktır. Açı toleransı ±90 derece olduğunda olanaklı bütün veri çiftleri deneysel yarıvariogram hesabında kullanılacak ve yine yönsüz yarıvariogram şeklini alacaklardır.



Şekil 3.21. Deneysel yarıvariogram grafiği



Şekil 3.22. Uzaklığa ve yöne göre uzaklık ve açı toleransları (Pannatie, 1998: Mert, 2004'den)

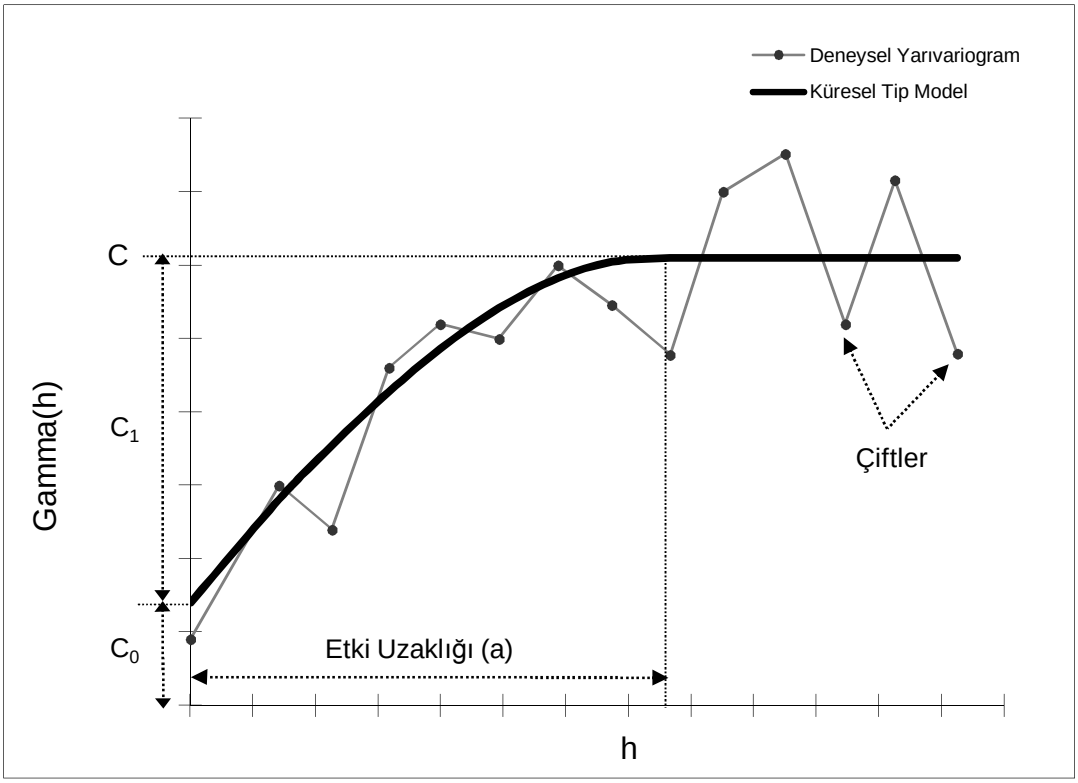
Açı ve uzaklık parametrelerinin belirlenmesinde en iyi izlenecek yol birkaç tolerans açısı ve uzaklığı denemek ve en iyi sonuçları veren değerleri kullanmaktır. Bu yolla belirlenen yön doğrultusunda ve belirlenen uzaklık kapsamındaki oluşabilecek çiftler arasındaki yarıvariogramlar yine aynı şekilde Denklem (3.7) yardımıyla hesaplanır ve her bir "h" uzaklığına karşılık elde edilen deneysel yarıvaryans değeri grafiğe çizilir (Şekil 3.21).

Teorik olarak, elde edilen deneysel yarıvariogram yapısını temsil eden yarıvariogram modelinin belirlenmesi gerekmektedir. Bunun için öncelikle teorik yarıvariogram modelleri ve parametreleri iyi bilinmeli, en uygun model ve parametreler seçilerek ortalama yarıvariogram modeli fonksiyonel olarak belirlenmelidir (Şekil 3.22). Elde edilen bu eğriden yararlanılarak, incelenen yöresel değişkenin uzaysal değişimi hakkında önemli bilgi elde edinilebilir (Çetin ve Kırda, 2003). Şekil 3.23'de gösterilen yarıvariogram modeline ait parametreler şu şekilde tanımlanmaktadırlar.

Külçe (Nugget) Değeri (C_0): Bu değere kontrolsüz etki varyansı denir (Çetin,1996). Ancak madencilikte külçe (nugget) etkisi olarak adlandırılır (Clark, 1979). h=0 m uzaklıkta yarıvariogramın aldığı değerdir. Cevher yatağının homojenliğini ifade eder. Yüksek değerdeki nugget değeri mineralleşmenin çok zayıf bir şekilde geniş bir sahaya yayıldığını (cevherin, cepler veya adeseler halinde yoğunlaştığını) veya kötü numune değerlendirilmesi yapıldığını belirtir. Teorik olarak sıfır olması gerekir (David, 1988).

Eşik Değer (Sill, C): (C_1+C_0) , Yarıvariogram fonksiyonunun belirli bir "h" uzaklığında ulaştığı yarıvaryans değeridir. Pratikte sill, yarıvariogramı hesaplamak için kullanılan tüm örneklerin varyansına denktir.

Etki Uzaklığı (Range, a): Bu alan içinde kalan ve belirtilen bir sondaj noktasından belirli bir uzaklıkta bulunan diğer sondaj noktalarının değerleri, o sondaj noktasının değerini etkilemektedir. Bu uzaklığın dışındaki noktaların etkisi yoktur. Diğer bir deyişle gözlemler arası uzaklık h > a olduğu durumda korelasyon sıfırdır.



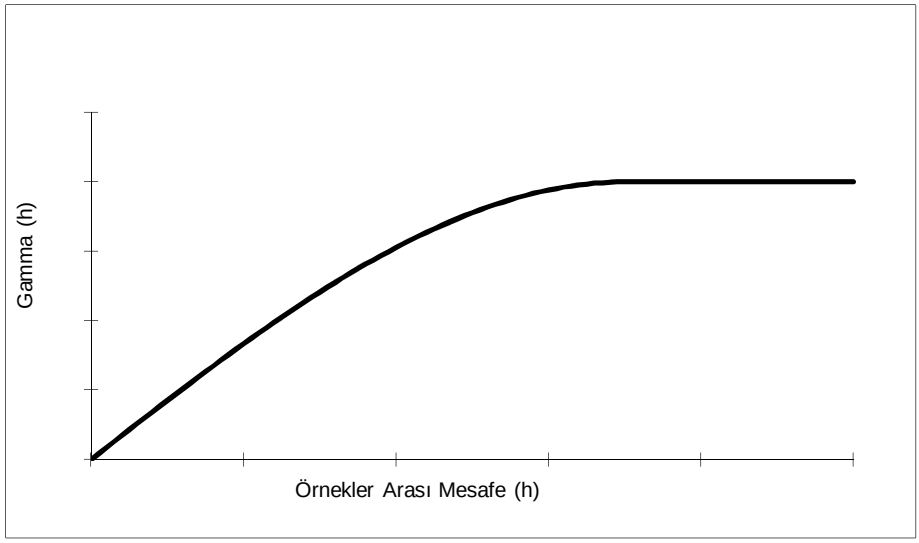
Şekil 3.23. Küresel tip teorik yarıvariogram modeli ve parametreleri (Mert, 2010)

3.2.4.1.(1). Teorik Yarıvariogram Modelleri

Yaygın olarak kullanılan teorik yarıvariogram modelleri aşağıdaki şekillerde verilmiştir (Clark ve Harper, 2000).

1) Küresel Tip Model: Bu tip modellerde yarıvariogram artan h uzaklığı ile düzenli olarak artar ve etki uzaklığına gelindiğinde belirli bir sill değerinde sabit kalır (Eşitlik 8; Şekil 3.24).

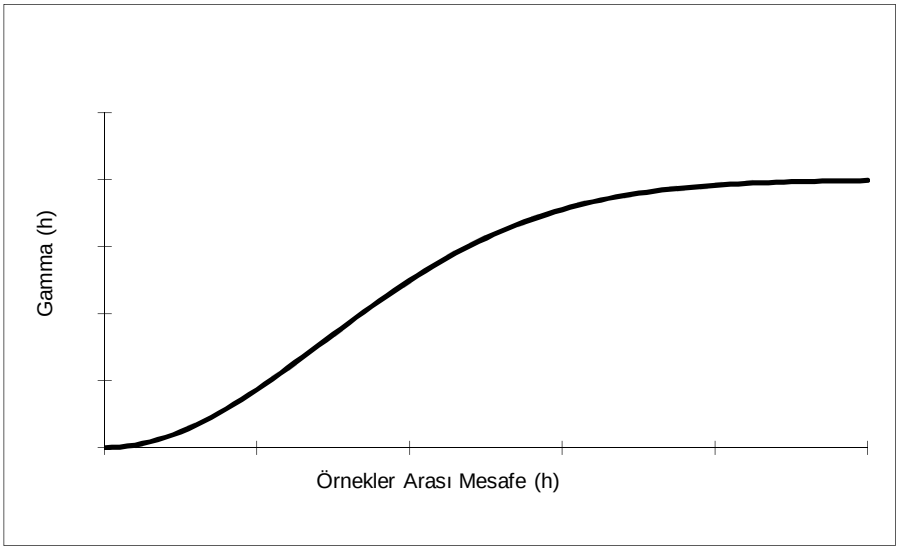
$$\gamma(h) = \begin{cases} C_0 + C_1\left[\frac{3}{2}\left(\frac{h}{a}\right) - \frac{1}{2}\left(\frac{h}{a}\right)^3\right] & h \le a \\ C_o + C_1 & h > a \end{cases} \qquad (3.8)$$



Şekil 3.24. Küresel tip yarıvariogram modeli

2) Gaussian Tip Model: Yarıvariogram kısa uzaklıklar için parabolik davranış gösterirken, uzaklık arttıkça eşik değere (Sill) asimtotik olarak yaklaşır (Eşitlik 9; Şekil 3.25).

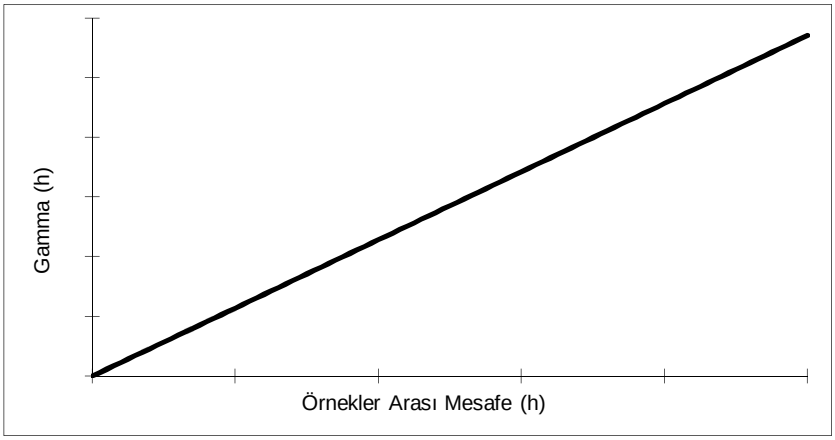
$$g(h) = C_o + C_1\left[1 - e^{\left(-3h^2/a^2\right)}\right] \tag{3.9}$$



Şekil 3.25. Gaussian tip yarıvariogram modeli

3) Doğrusal Tip Model: Yarıvariogram artan h uzaklıklığı ile doğru orantılı bir şekilde artış gösterir, matematiksel fonksiyonu aşağıdaki gibidir (Şekil 3.26)

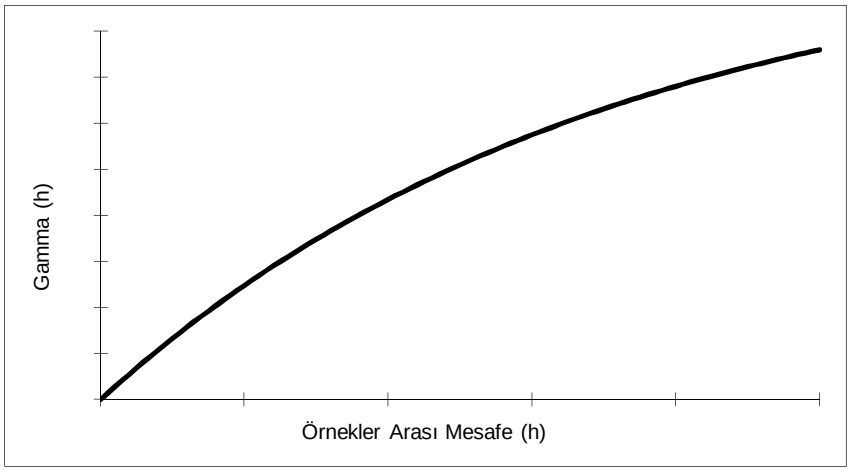
$$g(h) = C_0 + C_1(h/a) \tag{3.10}$$



Şekil 3.26. Doğrusal tip yarıvariogram modeli

4) Eksponensiyel Tip Model: Bu model için çizilen yarıvariogram bir etki uzaklığına sahip değildir, fakat eğri asimtotik olarak sill değerine ulaşır (Eşitlik 3.11; Şekil 3.27).

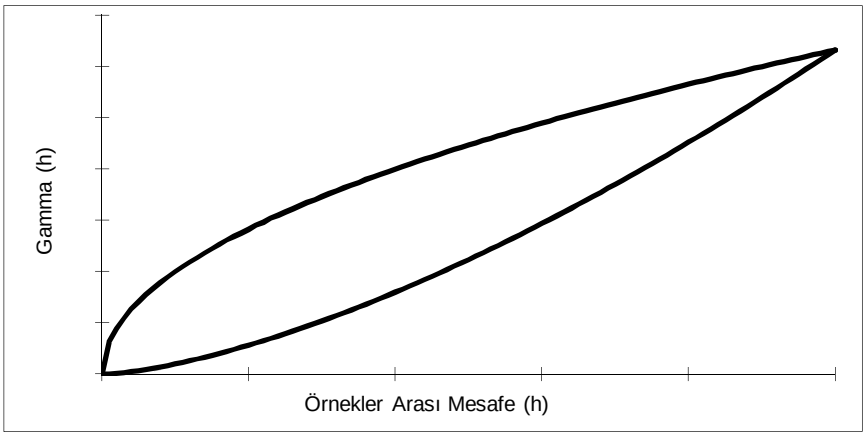
$$g(h) = C_0 + C_1[1 - \exp(-h/a)] \tag{3.11}$$



Şekil 3.27. Exponensiyel tip yarıvariogram modeli

5) Genelleştirilmiş Doğrusal Model: Bu modelin grafiği doğrusal bir eğilim gösterir ve örnek değerlerinde süreklilik hakimdir (Eşitlik 3.12; Şekil 3.28).

$$g(h) = \begin{cases} C_0 + ph^{\alpha} & h > 0 \text{ ve } 0 < a < 2 \\ 0 & h = 0 \end{cases} \quad (3.12)$$

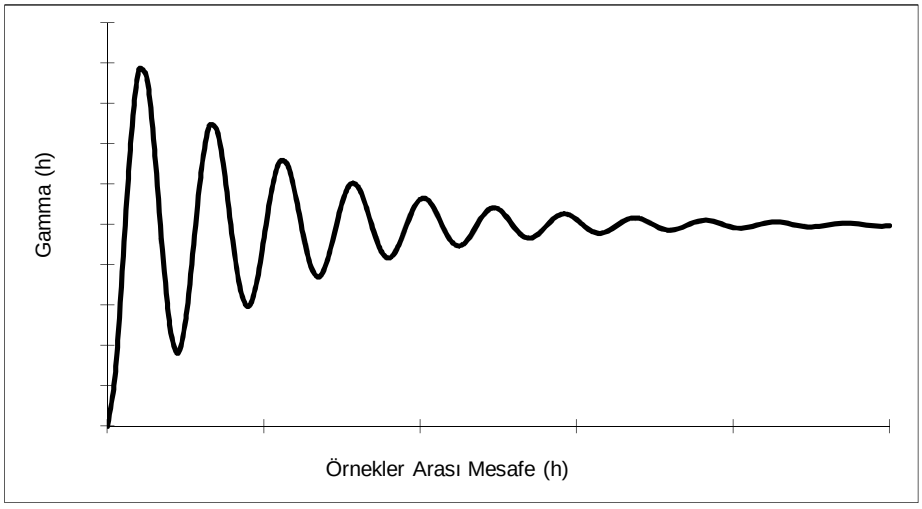


Şekil 3.28. Genelleştirilmiş doğrusal tip yarıvariogram modeli

6) Hole Effect Model: Mineralleşmede periyodikliğin bir göstergesi ya da örnek aralıklarını yansıtan bir modeldir(Şekil 3.29). Bu modelin genel eşitliği:

$$g(h) = C_0 + C(1 - e^{h} \cos q) \qquad h > 0 \quad (3.13)$$

Burada; $h = -\frac{h}{z}$ ve $q = h\frac{2p}{x}$ ' dir.

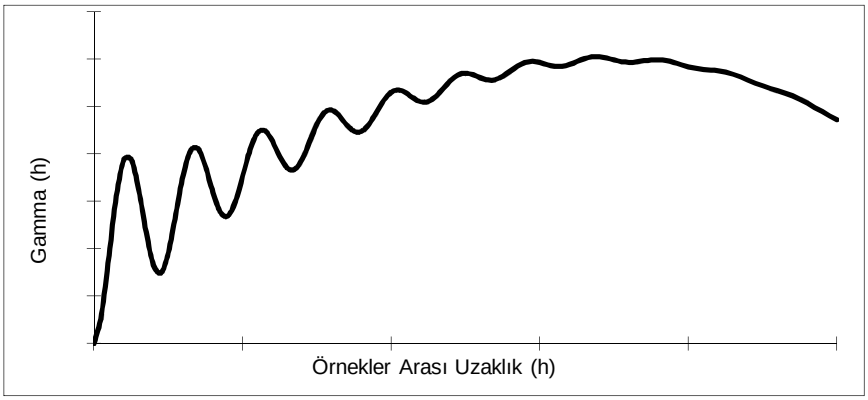


Şekil 3.29. Hole effect tip yarıvariogram modeli

7) Paddington Karışık Modeli: Bu model Şekil 3.30'dan de anlaşılacağı üzere yöresel değişkenin farklı yapısal veya jeolojik özellik göstermekte olduğunu vurgulamaktadır. Örneğin; denizel yataklarda oluşmuş elmasların modellenmesinde kullanım alanı bulmuştur (Clark ve Harper, 2000).

$$g(h)=\begin{cases} C_0 + C_1\left[\frac{3}{2}\left(\frac{h}{a}\right)-\frac{1}{2}\left(\frac{h}{a}\right)^3\right] + C_{hef}(1-e^{\eta}\cos\theta) & 0<h<a \\ C_0 + C + C_{hef}(1-e^{\eta}\cos\theta) & h>a \end{cases} \quad (3.14)$$

Burada; $h=-\frac{h}{z}$ ve $q=h\frac{2p}{x}$ 'dir.



Şekil 3.30. Paddington karışık tip yarıvariogram modeli

3.2.4.1.(2). Yarıvariogram Fonksiyonunun Özellikleri

Teorik olarak h=0 olduğunda yarıvariogram fonksiyonu sıfıra eşittir. Bununla birlikte, uzaklığa bağlı değişimin verilerden belirlenebileceği sınır bir uzaklık vardır. Bu sınır uzaklık, bütün mevcut örnekler içinde, birbirine en yakın iki örnek arasındaki uzaklıktır. Pratik olarak, bu uzaklıktan daha küçük uzaklıklarda, değerler arasındaki farkın değişimi, veri olmadığından belirlenemez ve bu durum yarıvariogramın orijininde bir süreksizliğe (sıfırdan farklı pozitif bir değer almasına) yol açar. Orijindeki süreksizliğin diğer bir nedeni de örnekleme ve analiz hatalarıdır. Eğer aynı bir noktadan iki örnek almak mümkün olsaydı, bu örneklerin değerleri arasında, örnekleme ve analiz hatalarından dolayı bir fark olurdu. Süreksizliğin bu iki

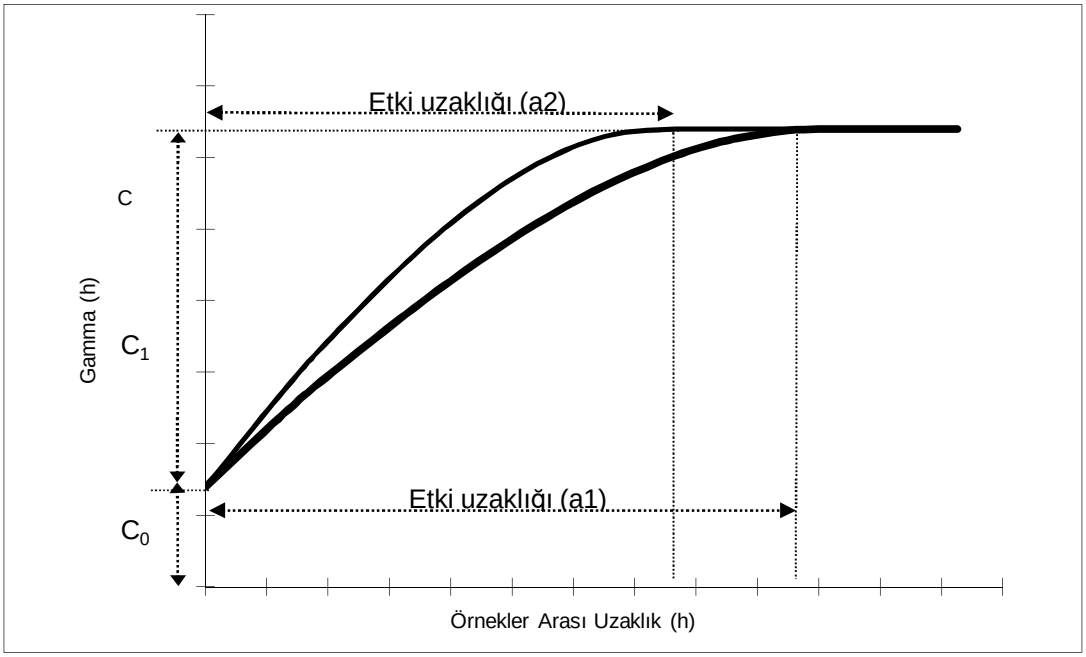
kaynağını birbirinden ayırt etmek mümkün değildir ve yarıvariogram fonksiyonunda bu durum kontrolsüz etki "C_0" şeklinde ortaya çıkar (Saraç ve Tercan, 1998). Yarıvariogram grafiklerinin kısa uzaklıklardaki (orijine yakın) davranışı, yöresel değişkenin homojenlik derecesi hakkında bir bilgi verir. Eğer yöresel değişken kısa uzaklıklarda ani değişiklik gösteriyorsa, yarıvariogram orijine yakın yüksek değerler alır. Benzer şekilde, yarıvariogramın büyük h uzaklıklarındaki davranışı, yöresel değişkenin düzenlilik derecesini karakterize eder. Eğer uzak mesafelerde yöresel değişken düzenli (sürekli bir şekilde artan ya da azalan) bir değişim gösteriyorsa, yarıvariogram artan h uzaklığı ile sürekli bir şekilde artar. Eğer yöresel değişken bir geçişli yapı gösteriyorsa (zengin ve yoksul bölgeler şeklinde) yarıvariogram belirli bir "a" uzaklığından sonra artışını durdurur ve belirli bir değer (bu değer teorik olarak örnek değerlerinin varyansına eşittir) çevresinde değerler alır. Yapısal uzaklık olarak adlandırılan bu "a" uzaklığından daha büyük uzaklık değerleri için örnekler arasındaki ilişkinin önemsiz olduğu varsayılır. Yapısal uzaklık, bir örneğin etki uzaklığına karşılık gelir (Dowd, 1992; Çetin ve Kırda, 2003).

Yarıvariogram grafikleri yönlere göre farklı eşik değer ve etki uzaklığı değerlerine sahip olabilir. Bu şekilde yarıvariogramların yapısal uzaklıkları yöne göre değişiklik gösteriyorsa, yatağın ilgili değişken için anizotrop olduğu söylenir. Anizotropi durumuna bakmak için öncelikle seçilen açı ve lag uzaklığına göre bir teorik yarıvariogram modeli uyarlanır. İlk seçilen açıya 90 derecelik bir ilave yapılarak ikinci bir yarıvariogram modeli daha elde edilir. Sonuç olarak, eğer elde edilen modeller arasında etki uzaklığı (a) arasında farklılık var; fakat eşik değerleri aynı kalıyorsa geometrik anizotropi söz konusudur (Şekil 3.31). Şekil 3.32'da görüldüğü gibi eşik değerlerinin farklılık göstermesi zonal anizotropiye işaret eder (Armstrong, 1997). Yarıvariogramların bu özelliği, basitçe mineralleşmenin sürekliliğinin değişik doğrultulardaki değişimini gösterir. Her doğrultuda tayin edilen anizotropi faktörleri, daha sonra bloklara değer atanırken her numunenin bulunduğu yer ve doğrultuya göre etki ağırlığını tespit etmede kullanılır (Journel, 1978).

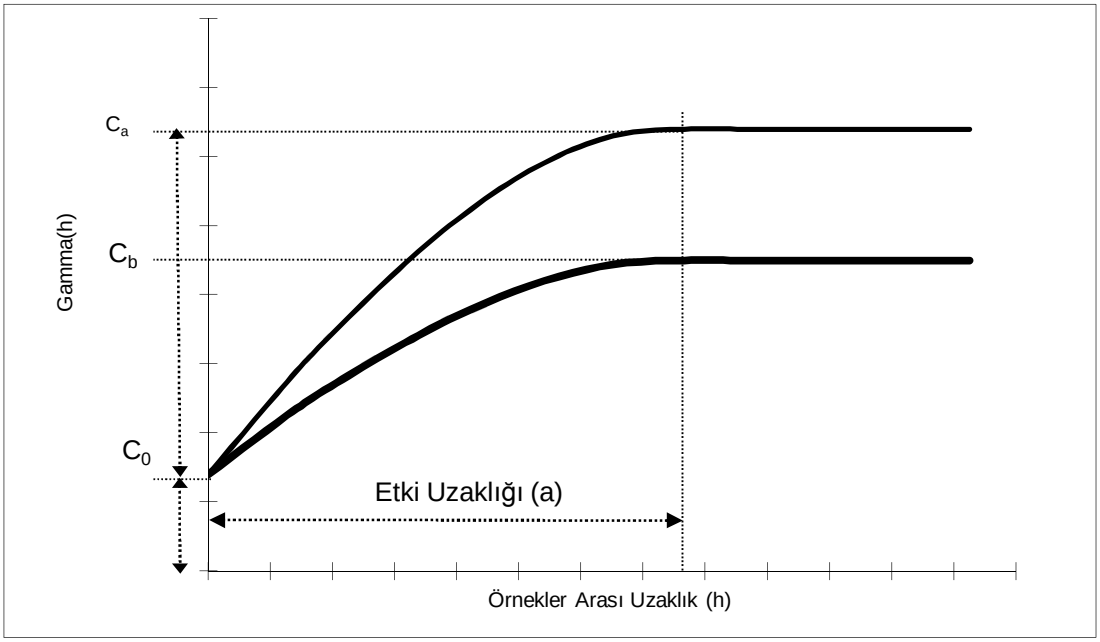
Geometrik anizotropiyi "O" merkezli x-y düzlemindeki bir elipsle ifade edersek bu elipsi basit geometrik dönüşümlerle daireye dönüştürerek anizotropik durum ortadan kaldırılabilir (Şekil 3.33). Yön 1'de ki $\gamma_1(h)$ yarıvariogram değeri

anizotropik durumun düzeltilmesinden sonra Denklem (3.15)'daki γ(h) şeklini alacaktır (Amstrong, 1997).

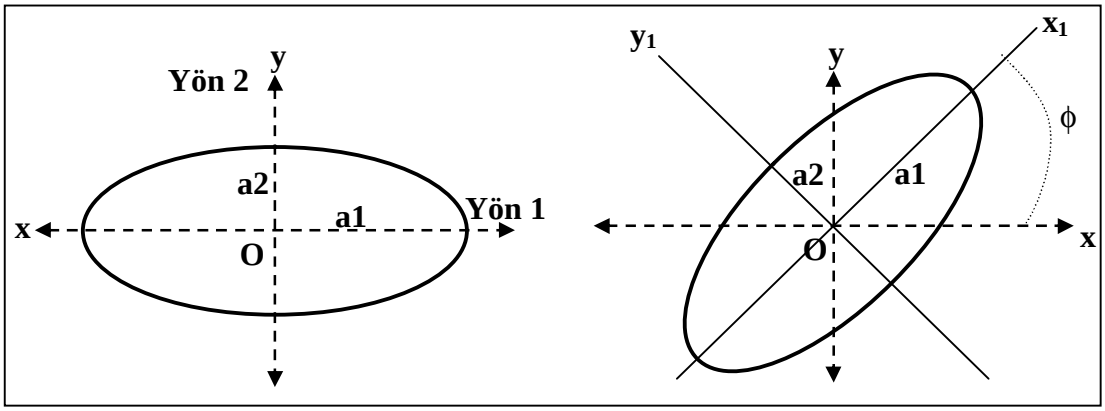
$$g_h = \begin{cases} \gamma_1 \sqrt{(x_1 - x_2)^2 + k^2 (y_1 - y_2)^2} \\ k = \textit{Etki Uzaklığı (a1)} / \textit{Etki Uzaklığı (a2)} \end{cases} \quad (3.15)$$



Şekil 3.31. Geometrik anizotropi



Şekil 3.32. Zonal anizotropi



Şekil 3.33. Geometrik anizotropi ve X-Y eksenlerindeki dönüşüm (Amstrong, 1997)

3.2.4.2. Çapraz Doğrulama Tekniği ile Yarıvariogram Modelinin Test Edilmesi

Yarıvariogram model parametrelerinin belirlenmesine yönelik sık kullanılan yöntemlerden biri çapraz doğrulama tekniğidir. Bu yöntemde ilk olarak gerçek yarıvariogram fonksiyonuna ilişkin bir model ve bu modele ilişkin parametreler seçilir. Daha sonra veri setinden gerçek değeri bilinen bir örnek uzaklaştırılır ve bu lokasyondaki değer sanki gerçek değeri bilinmiyormuş gibi, seçilen yarıvariogram model parametreleri ve geriye kalan veriler kullanılarak noktasal kriging tahmin tekniği ile tahmin edilir. Tahmin yapılan lokasyonun gerçek değeriyle tahmini değeri arasındaki fark (tahmin hatası) hesaplanır. Bu işlem diğer veriler içinde tekrarlanır. Daha sonra elde edilen tahmin hataları her bir tahmine ait kriging standart sapma değerine bölünür ve indirgenmiş hatalar elde edilir. İndirgenmiş hataların ortalamasına ve kareler ortalamasına (varyansına) bakılır (Denklem 3.16). Bu istatistiki parametrelere ilişkin arzu edilen kriterleri sağlayan yarıvariogram model ve parametreleri gerekli model ve parametrelerdir. Bu kriterlerden bazıları aşağıda sıralanmıştır (Dowd, 1988: Mert, 2010'dan).

$$\left.\begin{array}{l} \text{Tahmin Hataları, } e_i = \left[Z_i^* - Z_i\right] \\ \text{İndirgenmiş Hatalar, } x_i = \left[\dfrac{Z_i^* - Z_i}{s_{e,i}}\right] \\ \text{İndirgenmiş Hataların Ortalaması, } \bar{x} = \dfrac{1}{N}\sum_{i=1}^{N} x_i \\ \text{İndirgenmiş Hataların Varyansı, } S_x^2 = \dfrac{1}{N-1}\sum_{1}^{N}(x_i - \bar{x})^2 \end{array}\right\} \quad (3.16)$$

i. İndirgenmiş hataların beklenen değerlerinin 0'a ve varyansları da 1'e yakın olup olmadığına veya $1 \pm 2\sqrt{2/N}$ sınırları arasında kalıp kalmadığına bakılmalıdır (Çetin ve Kırda, 2003).

ii. Diğer bir karar verme tekniği ise, gerçek değerlerin, kestirilen değerler üzerindeki doğrusal regresyonu orijinden geçen 45 derece eğimli bir doğru olmasıdır. Bu koşullu yansızlık olarak bilinir.

iii. Kestirim hatalarının kareler ortalaması, kriging varyanslarının ortalamasına eşit ya da küçük olmalıdır, $\bar{s}_E^2 < \bar{s}_k^2$.

3.2.4.3. Kriging Tahmini

Yarıvariogram fonksiyonu, yöresel değişkenin çeşitli özelliklerinin sayısal olarak belirlenmesinin yanında, örneklenmemiş noktalardaki bilinmeyen değerlerin tahmininde de kullanılabilir. Maden yataklarından alınan örnekler bize sadece alınan noktalarla ilgili bilgiler verebilir. Bize düşen bu noktalardan alınan örnekler arasındaki uzaklığa bağlı ilişkiyi ortaya koyup bilinmeyen noktalardaki veya bloklardaki değerleri de tahmin etmek olacaktır. Bu amaca hizmet eden kriging, yöresel değişkenlerin örneklenmemiş noktalarının tahminlerinde en iyi ve yansız bir tahmin edici olarak kullanılır. Kriging blok veya bir noktanın tahminini minimum varyansla tahmin eden en iyi yöntemdir.

Kriging ile yaptığımız tahminin doğruluğu veya geçerliliği aşağıdaki 4 faktöre bağlıdır ve kriging hesaplamalarında bütün bunlar hesaba katılır (Deutsch ve Journel, 1992).

i. Verilerimizin sayısı ve alınan örneklerin kalitesi,

ii. Örnekleme noktalarının yatak içerisindeki konumları; düzenli aralıklarla örneklenmiş veriler daha temsili olacak ve maden yatağı hakkında daha fazla bilgi verebileceklerdir,

iii. Tahmini yapılacak noktalarla örnekler arasındaki uzaklık; tahmini yapılacak nokta veya blokların, örneklenmiş noktalara yakın olması veya etraflıca çevrilmiş olması beklenir,

iv. Uzaysal bağımlılığın devamlılığı; bu tür bir devamlılığa kömür yataklarındaki kalınlık değişkeni örnek olarak gösterilebilir. Fakat altın cevherindeki altın tenörünün uzaysal bağımlılığının kömür kalınlığı kadar devamlılık göstermesi daha az olacaktır.

Kriging tahmini için; $Z(x_1)$, $Z(x_2)$,…... $Z(x_N)$ N adet veri olsun, $Z(x_i)$ değişkeninin lineer bir fonksiyonunu belirlemek ve x_o noktasındaki değer veya x_o merkezli bir alan içerisindeki ortalama alansal değer tahmin edilmek istensin. Çok sayıda eşitliğe kaçmadan nicelik tahminin eşitliği genel olarak şu şekilde verilebilir (Amstrong, 1997).

$$Z_V = \frac{1}{V}\int_V Z(x)\,dx \tag{3.17}$$

Burada; V hacmi nokta tahminlerinde bir noktayı temsil etmektedir. Bu tahminleri yapabilmek için verilerimizin bir ağırlıklı ortalamasını ele almamız gerekir. Genel olarak tahmin işlemi, bilinen değerlerin ağırlıklı ortalaması alınarak yapılır (Denklem 3.18).

$$Z_V^*(x_0) = \sum_{i=1}^{n} l_i Z(x_i) \tag{3.18}$$

Burada;

Z_v^* : x_0 noktasında tahmin edilen değeri,

$Z(x_i)$: x_0 noktasının tahmininde kullanılacak gözlemlerin değerini,

λ_i : Değişkenin değerlerine verilecek ağırlıkları ifade etmektedir.

Genel problem ağırlık faktörü olan λ_i'yi en iyi yolla belirlemektir. Ağırlık faktörü iki amaç doğrultusunda seçilmelidir,

i. Yansızlık için $E[Z_V^* - Z_V] = 0$, bu şartı sağlayabilmemiz için Denklem (18)'deki ifadede $\sum\lambda_i = 1$ olmalıdır (Burada, Z_v^* tahmin edilen değeri, Z_v ise gerçek fakat bilinmeyen değeri ifade etmektedir),

ii. Minumum varyans için $Var[Z_V^* - Z_V] = \text{minimum}$ olmalıdır (Burada belirtilen varyans kriging varyansı olarak bilinir).

Genel olarak kriging tahmin edicilerine göre kriging yöntemleri; ortalama (m) tahmin edicisi bilinmeden yapılan kriging "ordinary kriging (OK)" ve kriging tahmin edicisi ortalama (m)'nın bilinmesiyle yapılan kriging "simple kriging, (SK)" olarak tanımlanırlar (Amstrong, 1997).

3.2.4.3.(1). Ordinary Kriging Tahmin Tekniği

Eğer Z(x) ortalama değer (m) ile durağan ise;

$E[Z(x_i)] = m$ ve böylece $E[Z_v] = m$ olmalıdır. (3.19)

Eşitlik (3.19)'daki şarta göre;

$$\left.\begin{aligned} E[\sum \lambda_i Z(x_i) - Z_v] &= \sum \lambda_i m - m \\ &= m[\sum \lambda_i - 1] = 0 \end{aligned}\right\} \quad (3.20)$$

Eşitlik (3.19) ve Eşitlik (3.20)'den görüleceği üzere yansızlık koşulunun sağlanabilmesi için $\sum\lambda_i = 1$ olmalıdır.

Hata varyansı $[Z^*_V - Z_V]$ variogram bağıntıları kullanılarak hesaplanabilir.

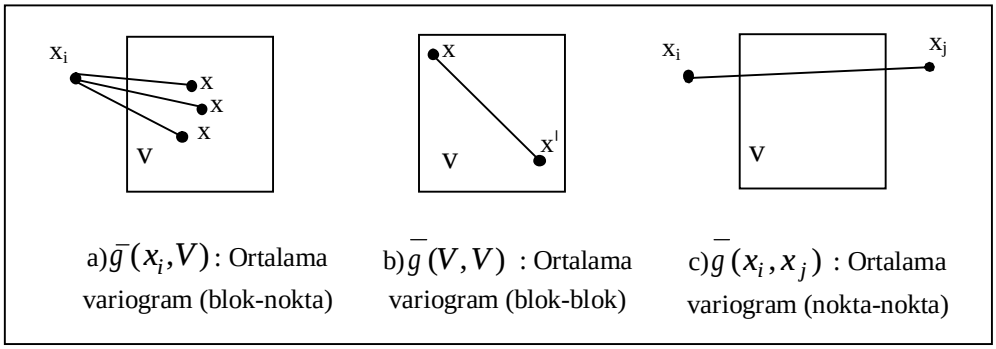
$$= 2\sum_i l_i \bar{g}(x_i, V) - \sum_i \sum_j l_i l_j g(x_i x_j) - \bar{g}(V,V) \quad (3.21)$$

Burada;

$\bar{g}(V,V)$: x ve x' arasındaki ortalama variogram (blok-blok),

$g(x_i x_j)$: x_i'den x_j'ye ortalama variogram(nokta,nokta),

$\bar{g}(x_i,V)$: x_i ve V hacmi arasındaki ortalama variogram (nokta-blok) olarak alınmıştır (Şekil 3.34) (Amstrong, 1997).



Şekil 3.34. a) blok-nokta, b) blok-blok, c) nokta-nokta ortalama variogramların şekilsel gösterimi

Ağırlık katsayıları toplamının 1.0'e eşit çıkması şartı altında, tahmin varyansını (Eşitlik 3.21) minimize edebilmek için Lagrange çarpanları "μ" ele alınmıştır.

$$f = Var(Z_v^* - Z_v) - 2m\left[\sum l_i - 1\right] \tag{3.22}$$

Eşitlik (3.22) incelendiğinde ağırlık katsayları (λ_i) toplamı 1.0'e eşit çıkması gerektiğinden dolayı, lagrange çarpanları (μ)'nın $\left[\sum l_i - 1\right]$ ile çarpılması sonucunda 0 elde edileceğinden "μ" etkisiz eleman olacak fakat denklem sistemimizin çözümüne ve λ_i'lerin bulunmasına imkan sağlayacaktır. Bu koşullar altında denklemin çözümü "lagrange çarpanları" yöntemiyle yapılacak olursa kriging denklem sistemi olarak bilinen Denklem (3.23) takımı elde edilir.

$$\left.\begin{array}{l} \sum_{j=1}^{N} \lambda_j \gamma(x_i,x_j) + \mu = \bar{g}(x_i,V) \qquad i = 1,2,3.....N \\ \sum_{i=1}^{N} \lambda_i = 1 \end{array}\right\} \tag{3.23}$$

Kriging varyansı olarak bilinen minumum varyans ise Eşitlik (3.24) ile elde edilebilir.

$$s^2_K = \sum_{i=1}^{N} l_i \overline{g}(x_i,V) - \overline{g}(V,V) + m \qquad (3.24)$$

Herhangi bir x_0 noktasının tahmininde N adet veri kullanılıyorsa, bu iki koşul N+l adet doğrusal denklemler sistemine yol açacaktır (Eşitlik, 3.25).

Yukarıdaki Eşitlik (3.23) sistemini nümerik olarak çözebilmek için matris formunda gösterilirse, aşağıdaki şekle dönüşür (Eşitik 3.25).

$$A=\begin{bmatrix} \gamma_{1,1} & \gamma_{1,2} & \gamma_{1,3} & \cdots & \cdots & \cdots & \gamma_{1,N} & 1 \\ \gamma_{2,1} & \gamma_{2,2} & \gamma_{2,3} & \cdots & \cdots & \cdots & \gamma_{2,N} & 1 \\ \gamma_{3,1} & \gamma_{3,2} & \gamma_{3,3} & \cdots & \cdots & \cdots & \gamma_{3,N} & 1 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & 1 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & 1 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & 1 \\ \gamma_{N,1} & \gamma_{N,2} & \gamma_{N,3} & \cdots & \cdots & \cdots & \gamma_{N,N} & 1 \\ 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 0 \end{bmatrix} \quad B=\begin{bmatrix} l_1 \\ l_2 \\ l_3 \\ \vdots \\ \vdots \\ \vdots \\ l_N \\ m \end{bmatrix} \quad C=\begin{bmatrix} \overline{g}(x_1,V) \\ \overline{g}(x_2,V) \\ \overline{g}(x_3,V) \\ \vdots \\ \vdots \\ \vdots \\ \overline{g}(x_N,V) \\ 1 \end{bmatrix} \qquad (3.25)$$

A matrisinin bir kez tersinin alınıp C vektörüyle çarpılması sonucu ağırlık katsayıları (λ_i)'ler elde edilebilir (Denklem 3.26). Elde edilen ağırlık katsayıları ile Eşitlik (3.18) sayesinde tahmin değeri bulunabilir.

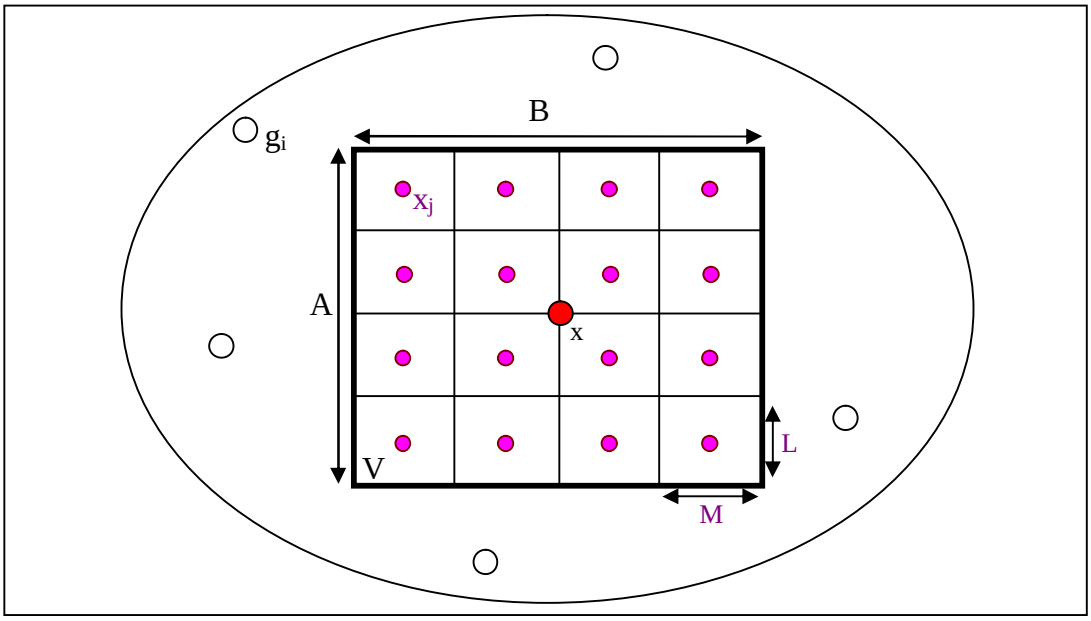
$$B = A^{-1} x\, C \qquad (3.26)$$

Yapılan tahminin varyansı (kriging varyansı, σ^2_K) ise Eşitlik (3.27) sayesinde hesaplanabilir.

$$\left.\begin{aligned} \sigma^2_K &= B^T C - \gamma(V,V) \\ B^T &= B\ transpose \end{aligned}\right\} \qquad (3.27)$$

3.2.4.3.(2). Ordinary Kriging Tahmin Tekniği ile Noktasal ve Alansal Tahminlerin Yapılması

Denklem (3.22)'ye göre "Z_v*" x_o noktasındaki tahmini değer veya x_o merkezli bir alan içerisindeki ortalama alansal tahmini değer olarak isimlendirilmişti. Madencilik uygulamaları düşünülecek olursa, x_o noktasındaki tahmin edilecek değer bir sondaj değeri veya başka bir değişken olabilmektedir. Tahmini yapılacak x_o noktasına göre kriging tahmin tekniği 3 şekilde uygulanabilir. Örneğin; bir maden yatağının x_o noktasındaki değerin tahmin edilmesi "noktasal (point) kriging" olarak isimlendirilebilir, x_o noktası merkezli bir maden alanının ortalama sondaj değerinin tahmini ise "alansal kriging" olarak isimlendirilebilir, x_o noktası merkezli bir maden bloğunun ortalama değerinin tahmini ise "hacimsel (blok) kriging" olarak isimlendirilebilir. Noktasal tahminler ve tahmin varyansı Denklem (3.23) ve (3.24) sayesinde kolayca bulunabilir. Alansal ve blok tahminlerinin yapılması ve varyanslarının bulunması ise yine yarıvariogram fonksiyonları yardımıyla yapılabilir. Bunun için bir maden sahası içerisindeki "x" merkezli tahmin edilecek bir "V" alanını, kendisinden daha küçük "x_j" merkezli "N" adet küçük "v" alanına böldüğümüzü farz edelim ve bu tahminde kullanılacak "K" adet gözlem değerini "g_i" ile ifade edelim (Şekil 3.35).



Şekil 3.35. Tahmini yapılacak "V" alanı

V alanının x merkezli ortalama tahminini ve varyansını bulmak için Şekil 3.23'de anlatılan 3 adet ortalama yarıvariogramın hesaplanması gereklidir. Bunların hesabı aşağıdaki aşamaların takibi ile mümkündür.

1. "g_i" noktaları ile diğer "g_i" noktaları arasında oluşabilecek mümkün çiftlerin yarıvariogramı "$g(g,g)$" bulunur. Bulunan bu yarıvariogram değerleri 1. satırdan N. satıra sırasıyla Denklem (3.25)'deki A matrisi şeklinde gösterilir.

2. "x_j" noktaları ile tahminde kullanılacak "g_i" gözlem noktalarından bir tanesi arasındaki ortalama yarıvariogram "$\bar{g}(x_j, g)$" şeklinde olsun ve "B_i" şeklinde ifade edilsin. "B_i" bulunurken şu aşamalar izlenmelidir.

a) Küçük alanlar $(v_j) = M_j \, x \, L_j$ olacak şekilde hesaplanmalıdır,

b) Büyük alan $(V) = AxB$ olacak şekilde hesaplanmalıdır,

c) Her bir "x_j" için ortalama variogram "$\bar{g}(x_j, g)$" şu şekilde hesaplanır. K adet "g_i"'den bir tanesi seçilir ve bu "g_i" ile sırasıyla "N" adet "x_j" merkezli alan arasındaki yarıvariogram değerleri hesaplanır ve küçük alan (v_j) ile çarpılır. Bu işlem her "x_j" için tekrar edildikten sonra "$\sum_{j=1}^{K} g\left(x_j g\right) v_j$" toplamı bulunur. Elde edilen toplam büyük blok alanı (V)' ye bölünürse, ortalama "$\bar{g}(x_j, g)$" elde edilmiş olur

(Denklem 3.28). Elde edilen bu değer Denklem (3.25)'deki C vektörünün 1. satırını temsil etmektedir. Bu işlem her "g_i" için "*K*" kez tekrar edilir ise Denklem (3.25)'deki "*C*" vektörü elde edilmiş olur.

$$\left.\begin{aligned} B_i &= \sum_{i=1}^{N} \frac{1}{V}\left[g\left(x_j g_i\right)v_j + g\left(x_j g_i\right)v_j + g\left(x_j g_i\right)v_j + \ldots\ldots\ldots + g\left(x_N g_K\right)v_N\right] \\ i &= 1,2,3,\ldots\ldots,K \end{aligned}\right\} \quad (3.28)$$

3. Büyük blok "*V*" içerisindeki "x_j" merkezli küçük alan "*v*"'nin diğer "x_j" noktaları arasındaki ortalama yarıvariogramı $\gamma(x_i,x_j)$ şeklinde gösterelim ve "x_j"'lerin ortalama yarıvariogramını da "$\bar{r}$" şeklinde ifade edilmiş olsun. $\bar{r}$ bulunurken şu aşamalar izlenmelidir.

a) Küçük alan "*(v)*"'ların merkezi "x_j" noktaları ile diğer "x_j" noktaları arasındaki yarıvariogram değerleri bulunur. Bu işlem her bir "x_j" noktası için kendisiyle olan yarıvariogram değerinin de hesaplanması dahil "*N x N*" kez tekrar edilir ve toplamları alınır. Elde edilen toplamın "*N x N*" e bölünmesi suretiyle "$\bar{r}$" elde edilebilir (Denklem 3.29).

$$\bar{r} = \frac{1}{N^2}\sum_{i=1}^{N} g\left(x_i x_j\right) \quad \text{j=1,2,3,….,N} \quad (3.29)$$

4. Denklem (3.21) yardımıyla elde edilmiş "*B*" vektörü (*ağırlık katsayıları, l_i*) ile Denklem (3.28) yardımıyla elde edilmiş "*C*" vektörünün çarpılıp toplanmasıyla blok-blok toplam ortalama yarıvariogram değeri elde edilmiş olur. Elde edilen toplam ortalama yarıvariogram "ρ_{i0}" şeklinde ifade edilirse. "ρ_{i0}" Denklem (3.30) ile hesaplanabilir,

$$r_{i0} = \sum_{i=1}^{K+1} l_i B_i \quad (3.30)$$

Bu durumda,

- Yapılacak x merkezli bir alansal tahmin g*(x), Denklem (3.31) yardımıyla hesaplanabilir.

$$g^*(x) = \sum_{i=1}^{K} l_i g(i) \tag{3.31}$$

- g*(x) alansal tahmini için "ordinary kriging tahmin varyansı, σ^2_{ok}" Denklem (3.32) yardımıyla hesaplanabilir.

$$S^2_{ok} = r_{i0} - \overline{r} \tag{3.32}$$

Yapılacak bir hacimsel (blok) tahminin alansal tahminlerden bir farkı olmayıp alan hesapları yerine hacim hesapları esas alınarak ortalama yarıvariogramlar bulunabilir. Ordinary kriging yöntemiyle noktasal ve alansal tahminlerin yapılmasına dair uygulamalar ileriki sayfalarda verilmiştir.

3.2.5. Maden Yatağının Sınırlarının Belirlenmesi

Bir maden yatağı sonsuz bir şekilde devam etmez belirli bir sınırdan sonra son bulur. Bu şekilde sınırlar kapsamlı olarak belirlenmemişse iki problem ortaya çıkar; ilki rezerv ve tenör hesapları, ikincisi ise hesaplanan değerlerin gerçek değerlerle uyuşmayabilmesidir.

Sınır belirsizliğinin değerlendirilmesinde kullanılacak temel verinin arama ve geliştirme sondajlarından ibaret olduğu ve bu sondajların da sahayı cevherli, cevhersiz ve belirsizlik şeklinde üç farklı zona ayırdığı kabul edilmektedir.

Bu kabuller altında sınırların belirlenmesine yönelik standart yaklaşımların hepsi, sıfır kalınlığında bir kontur tanımlamakta ve bu konturu yatak sınırı olarak almaktadır. Örneğin bir yöntem, cevhersiz ve belirsizlik zonu içinde çok sayıda cevher kesmeyen hipotetik sondaj tanımlamakta, bunları ve ayrıca cevher kesen sondajları kullanarak sıfır kalınlığındaki konturu belirlemektedir. Diğer bir yaklaşım ise yalnızca gerçek sondajlar kullanmakta ancak sıfır kontur çizgisini cevher kesmeyen sondajlara negatif kalınlıklar atayarak hesaplamaktadır. Bu tür yaklaşımların hepsi bir şekilde keyfiyet unsuru içermektedir. Sınır belirsizliğinin değerlendirilmesine yönelik bir yaklaşım keyfiyetten uzak olmalı ve kuramsal bir temele dayanmalıdır. İndikatör kriging koşullu olasılık dağılımlarının kestiriminde

kullanılan parametrik olmayan jeoistatistiksel bir tekniktir. Matematiksel olarak basit ve ayrıca veri dağılımına bağlı olmamasından dolayı yöntem işletilebilir lokal rezervlerin kestiriminden çevresel madencilik problemlerine kadar uzanan pek çok alanda uygulanmıştır. Yöntem ayrıca sınır belirsizliğinin değerlendirilmesine de uygulanabilir. Örneğin, bu yöntemle keyfi bir sınır belirlemekten çok, sınırın görünebilme göstergesinin 0'dan 1'e doğru düzgün bir şekilde değiştiği bir belirsizlik zonu tanımlanabilir. Bu zon içinde "0" göstergesi sınıra ulaşılmadığını "1" göstergesi ise sınırın geçildiğini ifade eder (Tercan, 1996; Şen, 1999).

3.2.5.1. İndikatör Kriging ve Yatak Sınırlarının Belirlenmesi

İndikatör değişken, tesadüfi değişkenin bir sınır değer göz önüne alınarak "0" ya da "1" şeklinde kodlandığı değişkendir. Jeoistatistik programlarında normal olarak herhangi bir x noktasındaki Z(x) tenör değeri, bir z_s sınır değerinden küçük ya da eşitse bu noktada indikatör değişken 1, büyükse 0 değerini alır (Denklem 3.33).

$$I(x; z_s) = \begin{cases} 1, Z(x) \le z_s \\ 0, Z(x) > z_s \end{cases} \tag{3.33}$$

x noktasındaki Z(x) değeri bilindiğinde, Z(x)'in z_s'ye eşit ya da z_s'den küçük olmasının (koşullu) olasılığı 1, büyük olmasının (koşullu) olasılığı ise 0'dır.

Tenör ve kalınlık gibi yöresel değişkenlerin krigingle kestirimi benzer şekilde indikatör değişkenlerle de kestirilebilir. İndikatör değerler, koşullu olasılık fonksiyonları olarak yorumlandığında, kestirilen indikatör değerlerde koşullu olasılık fonksiyonunun kestirimleri olarak ortaya çıkar.

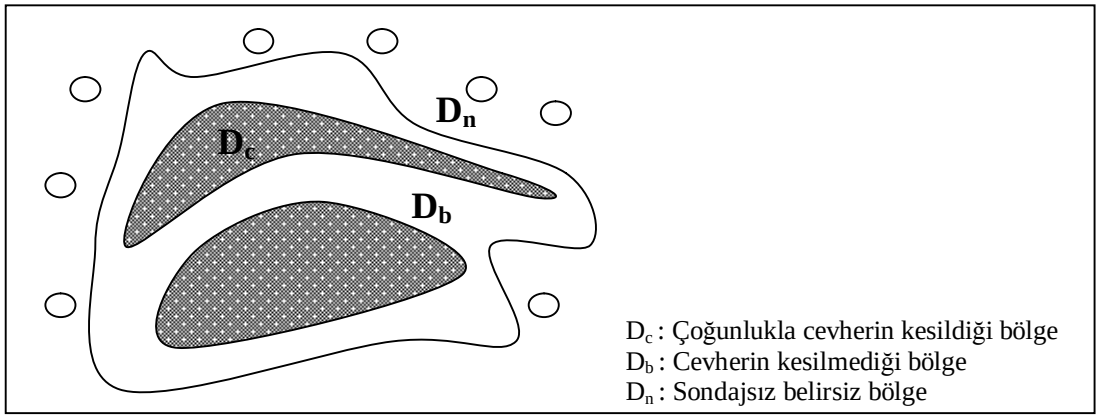
$$\Pr\left[Z(x) \le z_s / Z(x_1),....,Z(x_n) = z(x_n)\right] = i^*(x; z_s) = \sum_{j=1}^{n} l_j i(x_j; z_s) \tag{3.34}$$

(3.34) eşitliğinde λ_j'ler indikatör verilere atanacak ağırlıklardır ve bunlar indikatör kriging sisteminin çözümünden elde edilir. İndikatör krigingde indikatör veriler kullanıldığından kriging denklem sistemindeki yarıvariogramların yerini indikatör yarıvariogramlar alır.

Denklem (3.33)'de anlatılan koşullar, maden yatağının herhangi bir x noktasında, kalınlık değeri var ise indikatör değişken 1, yok ise indikatör değişkenin 0 değerini alması şeklinde düşünülürse, kalınlığın varlığı ya da yokluğu göstergeleri daha kolay yorumlanabilir (Denklem 3.35). N farklı lokasyonda kalınlık değerlerinin ölçüldüğü bir "A" alanı ve bu alan içinde değerlerin pozitif olduğu bir "D" bölgesi göz önüne alalım. Ayrıca bu "D" bölgesi dışında ölçülen kalınlık değerleri sıfır olsun. Bu koşullarda "D" bölgesi cevherli zona karşılık gelir ancak lokasyonlar arasındaki uzaklığın büyük olmasından dolayı sınırlar tam olarak bilinmez. Bununla birlikte içinden gerçek sınırın geçtiği bir belirsizlik bölgesi ya da zonu belirlemek mümkündür. Bunu gerçekleştirmenin bir yolu gözlem noktalarında kalınlığın sıfır ya da pozitif olması durumuna göre bir indikatör değişken tanımlanmaktadır.

$$I(x; z_s) = \begin{cases} 0, & Z(x) \le z_s \\ 1, & Z(x) > z_s \end{cases} \tag{3.35}$$

Bu indikatör değişkene dayanarak, A alanı üç farklı bölgeye ayrılabilir. 1'e eşit indikatör değerin tanımlandığı cevherli bölge (Dc), 0'a eşit indikatör değerin tanımlandığı cevhersiz bölge (Dn) ve hiçbir bilginin olmadığı belirsizlik bölgesi (Db)'dir (Şekil 3.36) (Tercan, 1999).



Şekil 3.36. Maden yatağındaki cevherli ve cevhersiz bölge sınırları (Tercan, 1996)

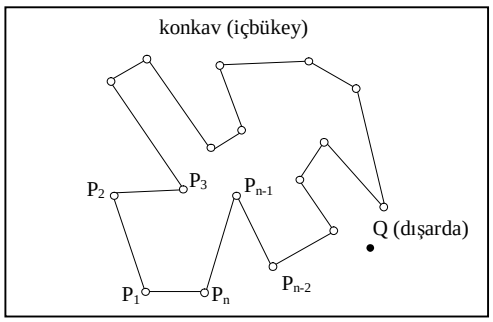
Bu indikatör teknik kullanılarak örneklenmemiş noktaların cevherli, cevhersiz ve belirsizlik bölgesine ait olma olasılıkları hesaplanabilir. Eğer örneklenmemiş bir

noktadaki kestirilen indikatör değer 1'e eşit ya da büyükse nokta, "Dc" bölgesine, 0'a eşit ya da küçükse "Dn" bölgesine ve 0 ile 1 arasında ise "Db" belirsizlik bölgesine aittir. Kestirilen olasılıklara, sınır belirsizliği açısından da bakılabilir. Bu durumda, kestirilen indikatör değer 0 ya da 1'e eşitse bu noktanın bir bölgeye ait olması konusunda hiçbir belirsizlik yoktur. Değerler 0 ya da 1'e yakınsa küçük bir belirsizlik vardır. Eğer 0,5'e eşitse belirsizlik en yüksek seviyesine erişir. Bu durumda, noktanın "Dc" mi yoksa "Dn" mi olduğu konusunda hiçbir şey söylenemez (Tercan, 1996).

3.2.6. Belirlenmiş Sınırlar İçerisine Tahmin Yapılması

Yapmış olduğumuz tahminler neticesinde elde ettiğimiz veri setinde bizim arzu etmediğimiz, maden yatağının sınırları dışında olan tahminlerinde olması kaçınılmazdır. Fakat, eğer bizim yatağımızın sınır koordinatları belli ise ve biz sadece bu sınırlar içinde tahmin yaparsak elde edeceğimiz veri setinde sadece yatak sınırları içindeki tahminler olacaktır. Bu amaçla öncelikle poligon içindeki noktaların tanımlanması gerekir.

Nokta poligon sorgulamasında, keyfi bir Q noktasının konumu ve verilen bir P poligonu köşe noktalarının koordinatları ile bellidir. P poligonu konveks (dışbükey) veya konkav (içbükey) olabilir. P poligonunun kırık noktaları (P_1,P_2,...,P_n) ve Q noktası (x,y) koordinat çiftleriyle tanımlıdır. Nokta poligon sorgulamasında; eğer Q noktası P poligonunun köşeleri içinde kalıyorsa Q noktası P poligonunun içindedir, değilse dışındadır (Şekil 3.37).



Şekil 3.37. Konveks ve konkav poligonlar

Sorgulama çok zor olmamakla beraber poligonun konkav ve çok köşeli olması, sorgulanacak poligon sayısının fazla olması durumlarında, bilgisayarla bu sorgulama algoritmasının programlanması gerekir. Sorgulama birçok poligon ve noktalar için yapılacağından program algoritmasının hızlı ve sade olması istenir. Bu nedenle konveks ve konkav poligonların her ikisi ve sadece konveks poligonlar için birçok yöntem geliştirilmiştir. Bu yöntemlerden en geçerli olanı Işın Seçimi ve Sorgulama yöntemidir. Tüm poligon kenarlarıyla yapılacak kesişimleri sorgulamak için, ışınında vektörel olarak ilk ve son koordinatları belli bir doğru parçası olarak tanımlanması gerekir. Sorgulama için verilen Q noktasının (x_0,y_0) koordinatları ışının ilk noktasıdır. Işın vektörel olarak,

$$R = \left\{ (x_0, y_0) + r(m_x , 2M_y) \quad \middle| \quad r > 0 \right\} \tag{3.36}$$

tanımlanırsa ışının son nokta koordinatları r=1 olmak üzere

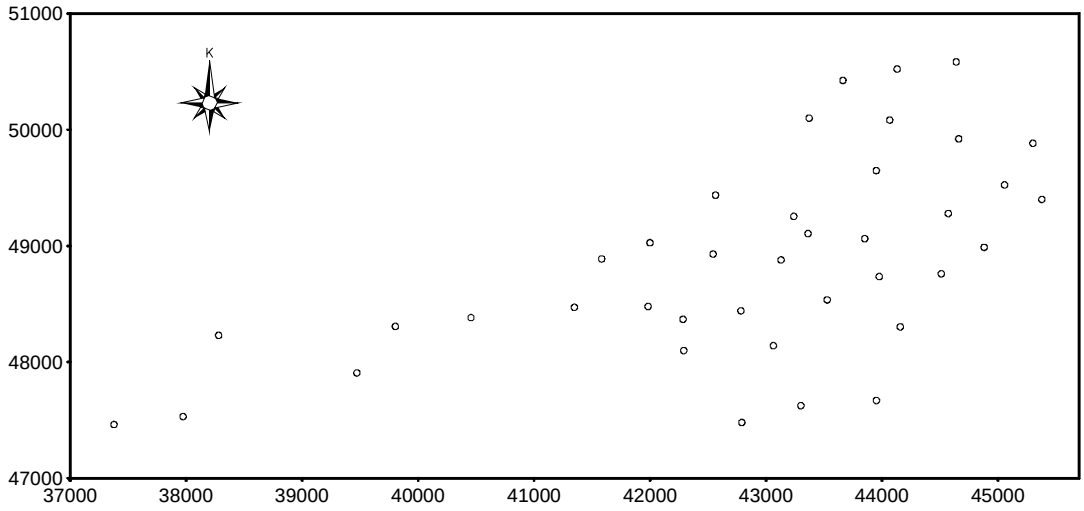
$$(x',y')=(x_0+ m_x , y_0+2M_y) \tag{3.37}$$

elde edilir. Buradaki M_y ve m_x ışına belli bir eğim vermek için kullanılır. Böylece ışın dik veya yatay bir poligon kenarından geçerken kesişme sağlanmış olacaktır. M_y için $|y_0 - y_i|$ mutlak değer farkı en büyük değer alınır. m_x için $|x_0 - x_i|$ mutlak değer farkı en küçük olan sıfırdan farklı değer alınır. Nokta poligon sorgulamasında (x_0,y_0) dan (x',y') ye kadar olan R ışını, poligonun tüm S_i kenarları sorgulanarak kesişme sayısı bulunur. Kesişimlerin sayısına determinant çarpımlarının hesaplanmasıyla varılır.

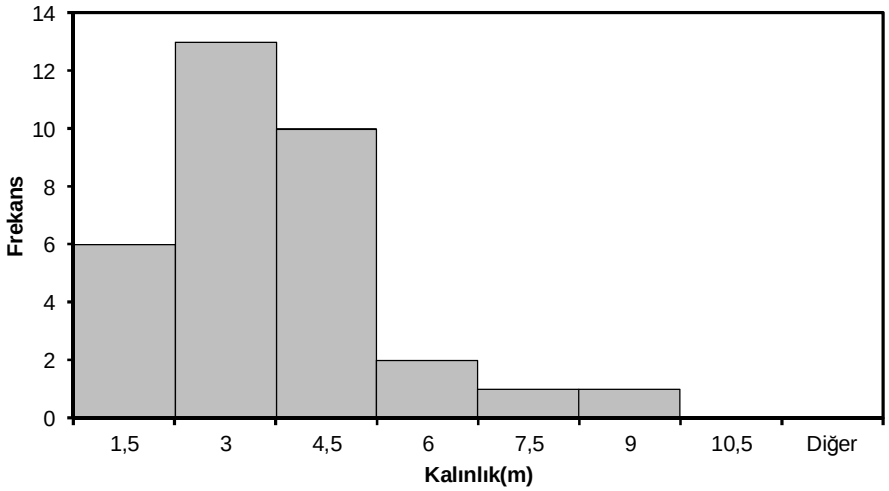
4. ARAŞTIRMA BULGULARI

4.1. Çalışma Alanındaki Değişkenlerin İstatistiksel Açıdan Değerlendirilmesi

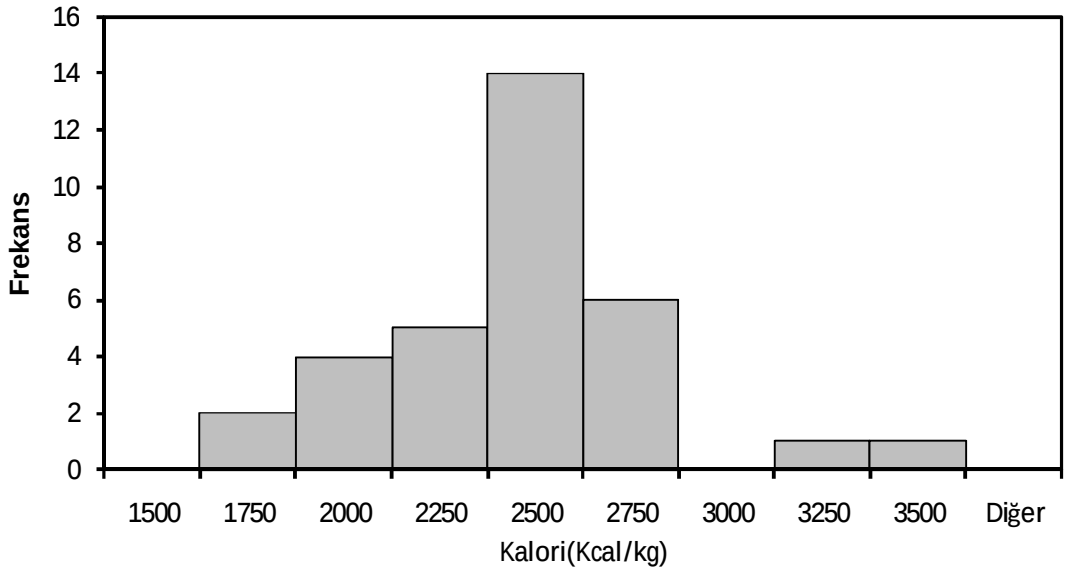
Hınıs-Zırnak kömür sahasının değerlendirilmesi amacıyla sahada daha önce yapılmış olan 38 adet sondaj ve 1 yarmaya ait bilgiler kullanılmıştır (Şekil 4.1). Kömür kesen sondajlardan elde edilen kömür kalınlık ve kalori verilerine ait dağılımlar Şekil 4.2-4.3 ve tanımlayıcı istatistik bilgileri de Çizelge 4.1'de verilmiştir.



Şeki1 4.1. Sondaj ve yarmaya ait lokasyon haritası



Şeki1 4.2. Kömür kalınlık histogram grafiği



Şekil 4.3. Kömür kalori histogram grafiği

Çizelge 4.1. Kömür kalınlık ve kalori parametrelerine ait tanımlayıcı istatistiksel bilgiler

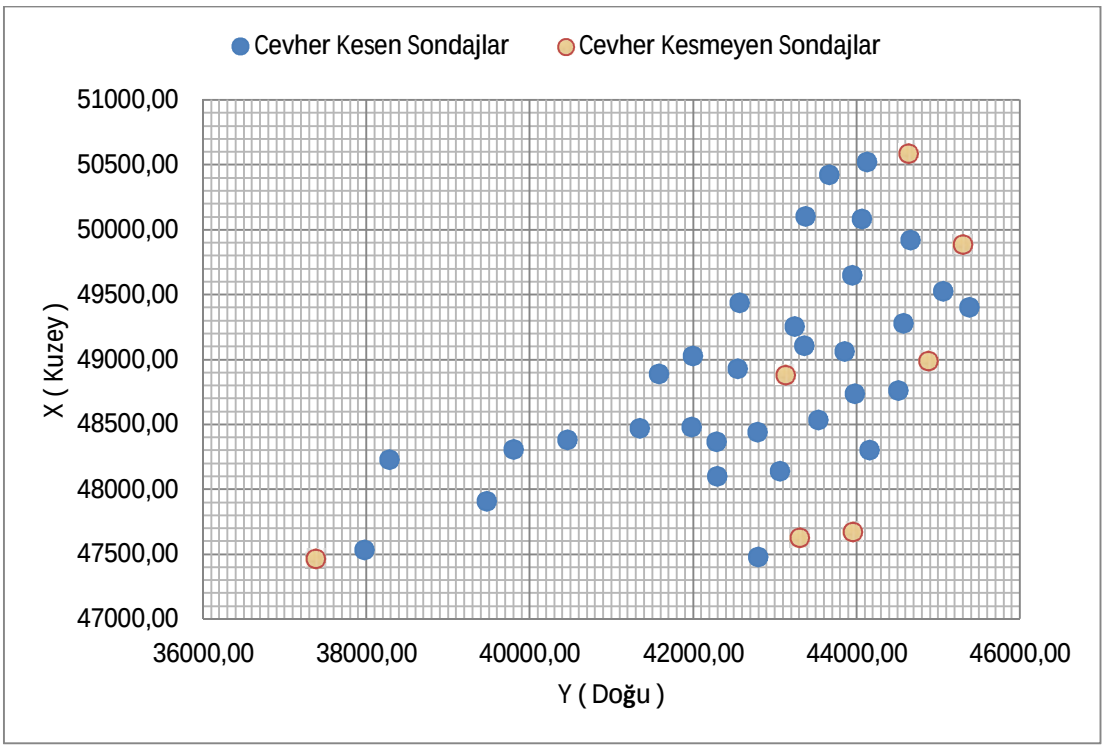
Tanımlayıcı İstatistikler	Kalınlık	Kalori
Örnek Sayısı	**33**	**33**
Varyans	2,55	129203,40
Standart Sapma	1,60	359,45
Ortalama	2,87	2304,00
Medyan	2,60	2301,00
Çarpıklık	1,44	0,57
Basıklık	2,87	1,79
Maksimum	9,80	3375,00
Minimum	1,30	1612,00
Dağılım Aralığı	7,35	1763,00

Çalışma alanına ait kalınlık histogram grafiği incelendiğinde ortalama değer 2,87 m etrafında normal bir dağılım söz konusu gibi görülmektedir (Şekil 4.2).

Yapılacak olan jeoistatistiksel çalışma veri az sayıda olan mevcut sondajlarla yapılmış olup öncelikle mesafeye bağlı ilişki yarıvariogram fonksiyonlarıyla belirlenmiştir. Kalınlık için yapılan tahminlerin hata oranlarının fazla çıkması muhtemeldir.

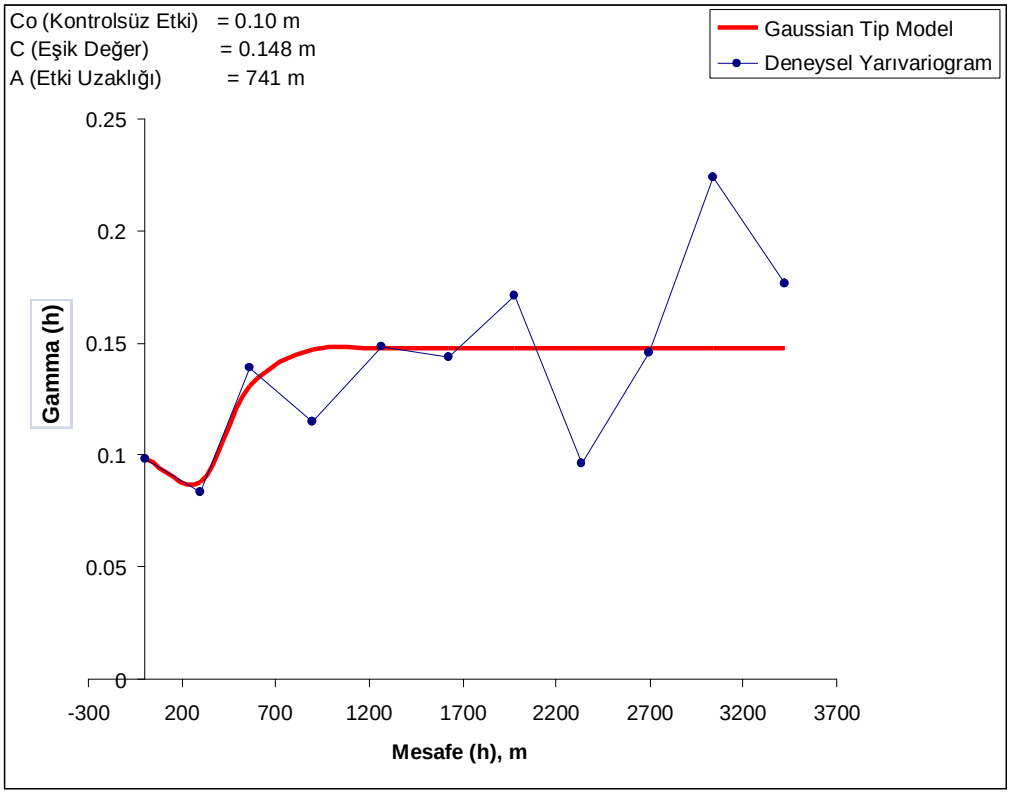
4.2. İndikatör Jeoistatistiksel Yöntem ile Yatak Sınırlarının Belirlenmesi

Maden yatağının indikatör jeoistatistik yöntemi ile sınırlarının belirlenmesi amacıyla bölgede yapılan 38 adet sondaj ve 1 adet yarmanın sonuçları (Şekil 4.4) cevher kesip kesmediğine göre sınıflandırılmış, sondaj değerlerine göre kömür kalınlığı 0,80 metrenin üstündekilere 1, altında kalanlara ise 0 değeri atanmıştır. Bu şekilde her bir lokasyona ait indikador veri dosyası elde edilmiştir.



Şekil 4.4. Kömür kesen ve kesmeyen sondajların lokasyonları

Elde edilen indikatör verileri ile JEOSTAT bilgisayar programı kullanılarak yapılan indikatör variogram analizleri neticesinde elde edilen yönsüz deneysel variogram eğrisini temsil eden en uygun modelin Gaussian tip yarıvariogram modeli olduğu belirlenmiştir (Şekil 4.5). Deneysel yarıvariograma ve modele ilişkin parametreler Çizelge 4.2'de verilmiştir.



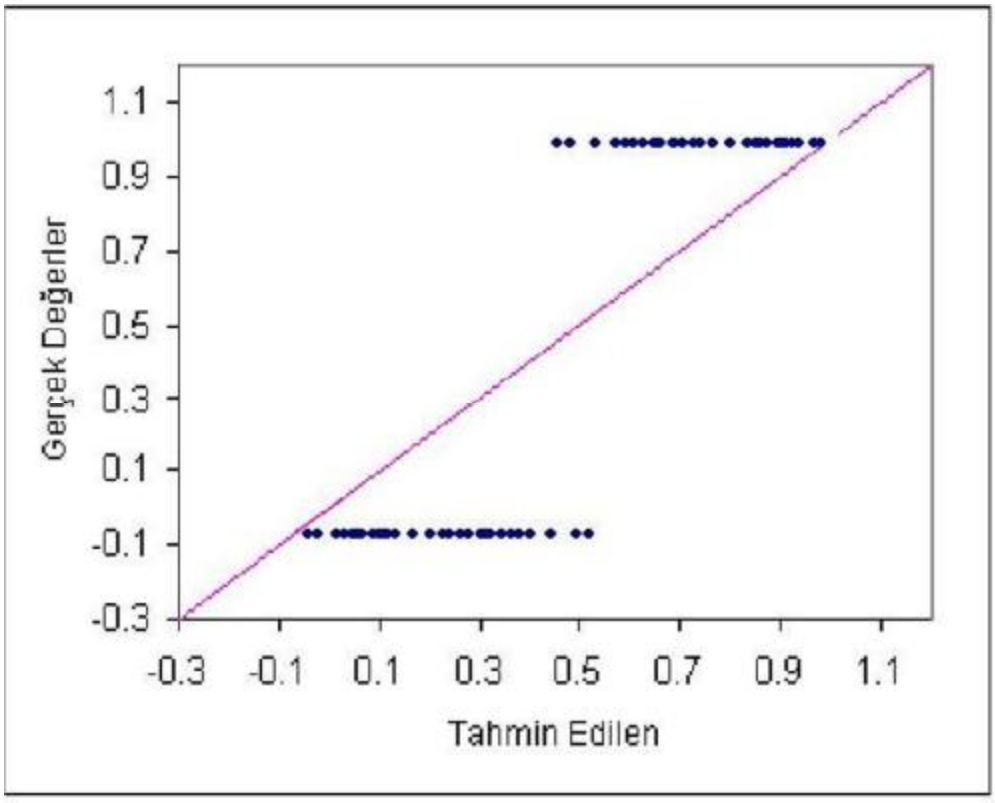
Şekil 4.5. İndikatör göstergelerin deneysel ve teorik yarıvariogramı

Çizelge 4.2. İndikatör teorik yarıvariogram model parametreleri

Deneysel Yarıvariogram			**Teorik Yarıvariogram**			
Yön Açısı	**Tolerans Açısı**	**Lag Uzaklığı**	**Model**	**Kontrolsüz Etki (Co)**	**Eşik Değer (C)**	**Etki Uzaklığı (A)**
0^{o}	90^{o}	360 m	Küresel	0,10 m	0,148 m	741 m

İndikatör teorik yarıvariogram parametrelerinin doğruluğunu test etmek amacıyla çapraz doğrulama test tekniği uygulanmıştır. Bu yöntemde 39 tane gerçek değer içinden veriler sırasıyla uzaklaştırılmış, sanki veri bilinmiyormuş gibi kalan 38 veri yardımıyla ve noktasal kriging yöntemiyle tahmin edilmiştir. Tahminde kriging arama elipsinin yarıçapı 340 m olarak alınmış, tahminde en çok 16 en az 2 gözlem değeri kullanılmıştır. Bu parametreler deneme yanılma yoluyla elde edilmiş olup, tahmin varyansını minumum yapan parametreler oldukları için tercih edilmiştir. Daha sonra gerçek değerlerle tahmin edilen değerler arasındaki farkların sonuç

tahminin varyansına bölünmesi suretiyle indirgenmiş hatalar elde edilmiştir. Çetin ve Kırda (2003)'e göre yansız bir tahmin yapabilmek için indirgenmiş hataların varyansının "bir" veya $1 \pm 2\sqrt{2/N}$ (N=veri sayısı) sınırları arasında, ortalamasının ise "sıfır" olması beklenir. Şekilden de görüleceği üzere indirgenmiş hataların ortalaması sıfıra yakın ve varyansı $1 \pm 2\sqrt{2/545}$ sınırları içinde kalmaktadır. Bunun sonucu olarak seçilen yarıvariogram model ve parametrelerin geçerli olduğu söylenebilir. Şekil 4.6'daki gibi tahmin değerlerine karşılık gerçek değerler grafiğe çizildiğinde birebir doğrusu etrafında eşit şekilde dağıldığı görülmektedir. Bu da yansızlığın bir göstergesidir.

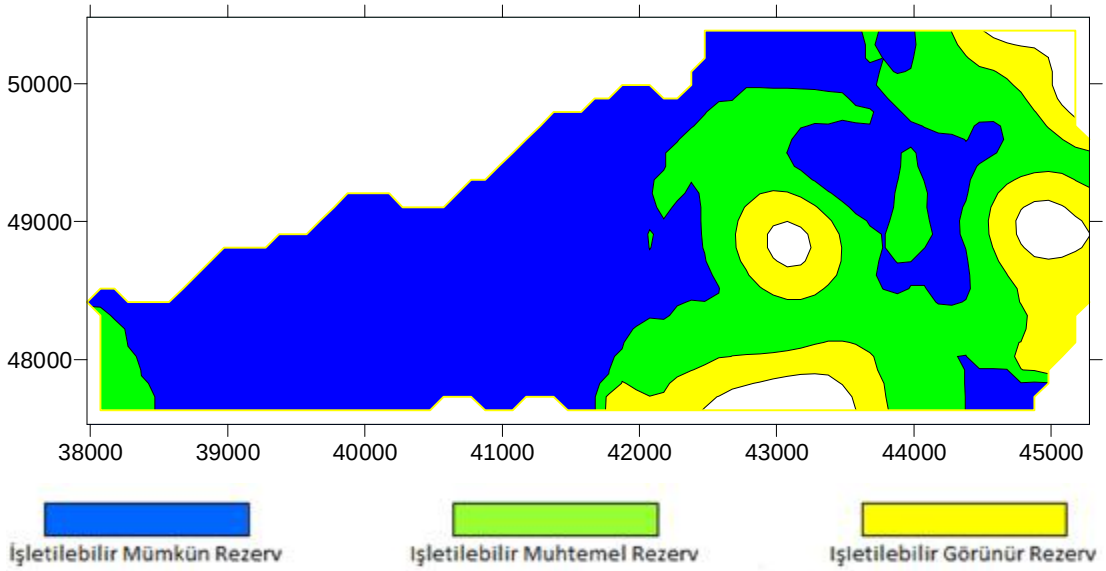


Şekil 4.6. Çapraz doğrulama grafiği

Çizelge 4.3. İndikatör yarıvariogramın model testi sonuçları

Kalınlık (metre)	Gerçek Değer	Tahmini Değer	Fark	Kriging Std.Sapma	Zscore
Minimum	0,000	0,44200	-0,52638	0,08782	-3,54396
25th %tile	1,000	0,68245	-0,25539	0,28360	-0,79901
Medyan	1,000	1,000	0,000	0,368	0,000
75th %tile	1,000	1,000	0,000	0,39854	0,000
Maximum	1,000	1,000	1,000	0,48137	4,59470
N	39	34	34	34	34
Ortalama	0,8210	0,8509	0,0274	0,3332	0,1018
Varyans	0,1810	0,0356	0,1836	0,1034	2,2519

Yatağın sınırlarının belirlenmesinde 2. aşama olarak cevher yatağını temsil eden bölge 100 x 100 metre bloklara bölünerek bütün bu bloklara, indikatör kriging olarak adlandırılan kriging yöntemiyle cevher içerebilme olasılıklarına göre değerler atanmıştır. Kriging için, belirlenmiş indikatör yarıvariogram modelinin testi için kullanılmış olan kriging parametreleri kullanılmıştır. Elde edilen yarıvariogram parametrelerine göre yapılan indikatör kriging sonrası 0 ile 1 arası gösterge sınırlarları elde edilmiştir. Görünür, muhtemel ve mümkün rezerv tanımlamalarına bakılarak görünür rezerv için %20 hata, muhtemel rezerv için %40 hata ve mümkün rezerv içinde %50 hata öngörülmüştür. Bu bilgiler ışığında indikatör kriging sonrası elde edilen 0 ile 1 arası gösterge sınırları sınıflandırılmış ve 0,8 ile 1 değerleri arasının görünür rezerv sınırlarını, 0,6 – 0,8 arasının muhtemel rezerv sınırlarını ve 0,6 – 0,5 gösterge sınırlarınında mümkün rezerv sınırlarını temsil ettiği düşünülmüştür. İndikatör analiz sonuçları surfer paket programı ile sadece 0,5-0,6, 0,6-0,8, 0,8-1 arası konturlar grafikle gösterilerek Şekil 4.7'de görülen yatak sınırları elde edilmiştir.

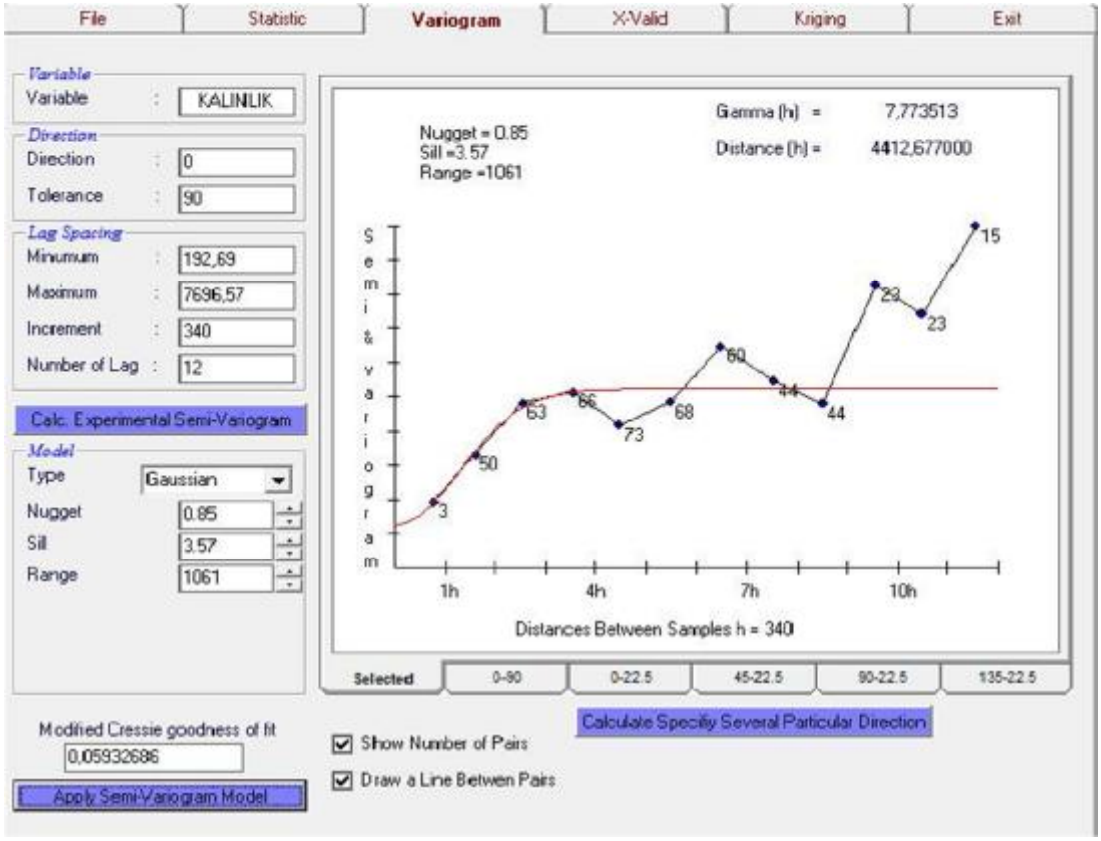


Şekil 4.7. Linyit yatağının belirlenmiş olan rezerv sınırları

4.3. Jeoistatistiksel Yöntem ile Yatağın Rezerv Dağılımlarının Belirlenmesi

Rezerv hesaplarında kullanılan kalınlık parametresinin belirlenen yatak sınırları içerisindeki dağılımını belirlemek amacıyla öncelikle kalınlık değişkeninin mesafeye bağlı nasıl bir değişim gösterdiği bilinmelidir. Bu amaçla JEOSTAT bilgisayar programı ile kömür kalınlık değişkeninin deneysel yarıvariogramları incelenmiş ve elde edilen bu deneysel kalınlık yarıvariogram yapılarına karşılık teorik yarıvariogramlardan biri uydurulmaya çalışılmış en uygun modelin Şekil 4.8'de verilen Gaussian tip model olduğu belirlenmiştir. Burada yönsüz (omnidirectional) yarıvariogram modeli uygulanmış olup, adım aralığı 12 m alınmıştır (Çizelge 4.4)

Gözlem çiftleri arasındaki h uzaklığı 340 m ve daha büyük olduğu takdirde deneysel yarıvariogramlardaki varyans büyük dalgalanmalar göstermektedir. Buna neden olarak, hesaplamada kullanılan gözlem çifti sayısının uzaklığa bağlı olarak gittikçe azalması ve yarıvariogram modellerinin kontrolsüz etki varyansı (Kontrolsüz Etki) bileşeni içermesi gösterilebilir.



Şekil 4.8. Kömür kalınlık(m) deneysel ve teorik yarıvariogramı

Çizelge 4.4. Kömür kalınlık (m) teorik yarıvariogram model parametreleri

Deneysel Yarıvariogram			**Teorik Yarıvariogram**			
Yön Açısı	**Tolerans Açısı**	**Lag Uzaklığı**	**Model**	**Kontrolsüz Etki (Co)**	**Eşik Değer (C)**	**Etki Uzaklığı (A)**
0^{o}	90^{o}	340 m	Gaussian	0,85 m	3,57 m	1061 m

Kömür kalınlık değeri için belirlenen teorik yarıvariogram parametrelerinin doğruluğu çapraz doğrulama tekniği lle test edilmiştir. Test aşamasında kriging arama elipsinin yarıçapı 340 metre, elips içerisinde kullanılacak gözlem sayısı en fazla 16 en az 2 olarak belirlenmiştir. Bu parametreler deneme yanılma yoluyla elde edilmiş olup, tahmin varyansını minumum yapan parametreler oldukları için tercih edilmiştir. Çizelge 4.5'de model testi analiz sonuçlarından görüleceği üzere 39 adet gözlem değerinden sadece 33 tanesi tahmin edilebilmiş, bu tahminlerin indirgenmiş hatalarının ortalaması sıfıra yakın ve varyansı $1 \pm 2\sqrt{2/31}$ sınırları içinde kaldığı

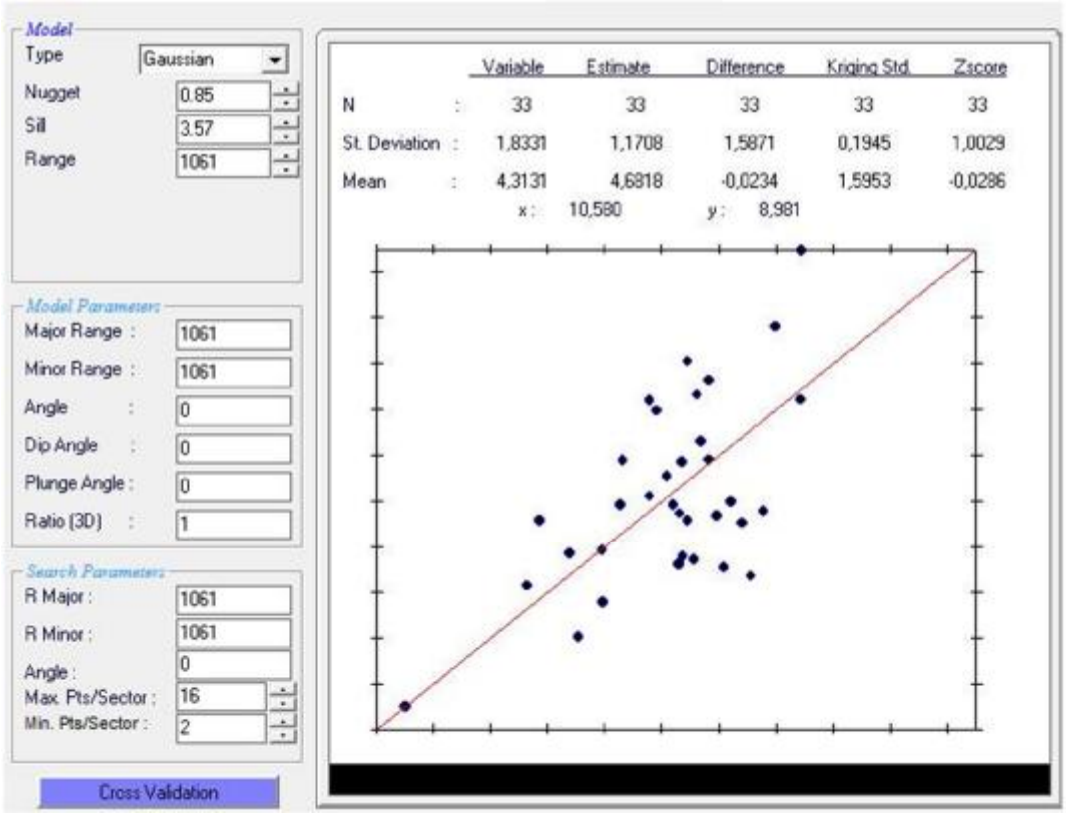
görülmüştür. Bunun sonucu olarak seçtiğimiz yarıvariogram model parametrelerimiz geçerli olduğu söylenebilir. Şekil 4.9'daki gibi tahmin değerlerine karşılık gerçek değerler grafiğe çizildiğinde birebir doğrusu etrafında eşit şekilde dağılmaktadır. Bu sonuçlardan, belirlenen etki yarıçapının dışındaki gözlem değerlerinin modelimizle temsil edilmediğini veya tahmini yapılamayan gözlem noktalarının en az 180 metre dahiline yeni sondajlar yapılması gerektiğini, aksi halde o bölgelerde tahmin hataları en yüksek seviyede olacağı, tahminin güvenilirliğinin azalacağı gibi sonuçlar çıkarılabilir.

Çizelge 4.5. Kömür kalınlık(m) yarıvariogramının model testi sonuçları

Kalınlık (metre)	Gerçek Değer	Tahmini Değer	Fark	Kriging Std.Sapma	Zscore
Minimum	1,300	2,101	-3,003	1,272	-1,939
25th %tile	3,23	3,73907	-1,68154	1,45439	-1,02442
Medyan	4,2	4,74357	-0,33521	1,54420	-0,21057
75th %tile	5,3	5,21793	1,19453	1,67788	0,73908
Maximum	9,8	6,79705	3,12698	2,02179	2,05802
N	39	33	33	33	33
Ortalama	4,451	4,682	-0,023	1,591	-0,027
Varyans	3,815	1,370	2,518	0,036	1,009

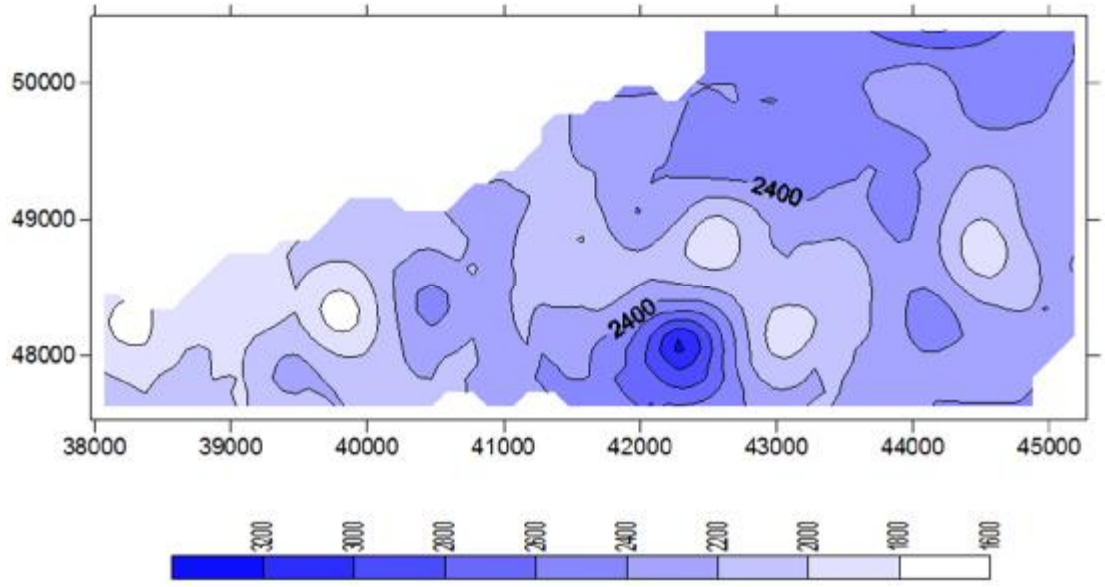
Kalınlık tahmini için blok kriging yöntemi kullanılmıştır. Kriging ile bloklara değer atama işleminde, her bir bloğa atanan sondaj parametre değeri, bloğun kendi içindeki ve belli bir yarıçaplı etki uzaklığına kadar çevresinde olan veriler ile orantılı olarak atanmaktadır. Kriging çalışması için öncelikle, yatak sınırlarımız koordinatları belli olan bir poligon alanı olarak tanımlanmıştır. Daha sonra coğrafi koordinatları 37972,90 – 45378,30 kuzey-güney ve 47531,01 – 50584,40 doğu-batı olan çalışma alanı öncelikle 50 x 50, 70 x 70, ... 170 x 170 m boyutlarında bloklara bölünerek, her bir bloğun ortalama kalınlığı ve varyansı belirlenen yarıvariogram parametrelerine bağlı olarak blok kriging yöntemi ile tahmin edilmiştir. Yapılan tahminlerin hata ortalamaları, blok boyutu büyüdükçe düşmüş 100 x 100 metre blok boyutunda

normal düşüşün dışında bir düşme görülmüş, sonrasında hesaplanan büyük bloklarda tekrar büyüme göstermiştir. Yapılan tahminlerin grafiklenmesi, maden yatağının düzensiz yataklanması ve dolayısıyla kalınlığın kısa uzaklıklarda kömür yatakları gibi devamlılık arz etmeyip ani değişimler göstermesi nedeniyle blok boyutu en az hata varyansına sahip en küçük blok boyutu olarak saptanmıştır. Belirlenen boyutlardaki blokların kriging ile tahmininde kalınlık yarıvariogramının model testi için belirlenmiş kriging parametreleri kullanılmıştır.

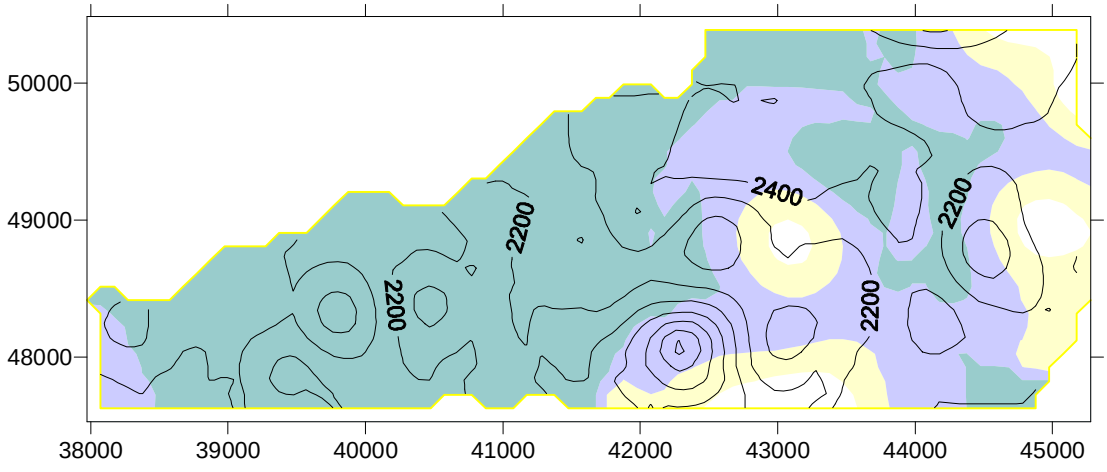


Şekil 4.9. Gerçek kalınlık(m) ve tahmini yapılan kalınlık(m) değerlerin dağılımı

Kriging sonrası kalınlıkları elde edilen linyitin belirlenen sınırlar içerisindeki kalori dağılım tahmin haritası surfer paket programı yardımıyla grafiklenmiş ve Şekil 4.10'da sunulmuştur. Elde edilen harita Şekil 4.7'deki yatak sınırları ile çakıştırıldığında elde edilen harita (Şekil 4.11) incelendiğinde görünür ve muhtemel rezerv sınırları içerisinde kalan kömürün daha yüksek kalori değerine sahip olduğu görülmektedir.



Şekil 4.10. Kömür kalori (Kcal/kg) tahmin haritası



Şekil 4.11. Belirlenen sınırlar içerisindeki kömür kalori dağılım haritası

İndikatör kriging yöntemi ile belirlenen sınırlar içerisinde yer alan blokların alanları 100 x 100 olarak sabit olmasına karşın, tam sınır üzerinde yer alan blokların alanları sabit olmadığından bu blokların alanları, sondaj koordinat sistemi Excel bilgisayar programına taşınarak bulunmuştur. Her bloğun ortalama kalınlık değeri ile blok alanı çarpılarak, bloğa ait hacim miktarı belirlenmiştir. Tüm blokların aynı şekilde belirlenen hacimlerinin toplanması ile elde edilen toplam hacim miktarları ile

linyit cevheri birim hacim ağırlık değeri (1,2 ton/m^3) ile çarpılarak rezerv hesapları yapılmış, sonuçlar Çizelge 4.6'da sunulmuştur.

Çalışma kapsamında indikatör kriging ile belirlenen sınırlar içerisinde yer alan bloklar değerlendirilmiş ve belirlenmiş model parametreleri yardımıyla blokların hata varyansları saptanmıştır.

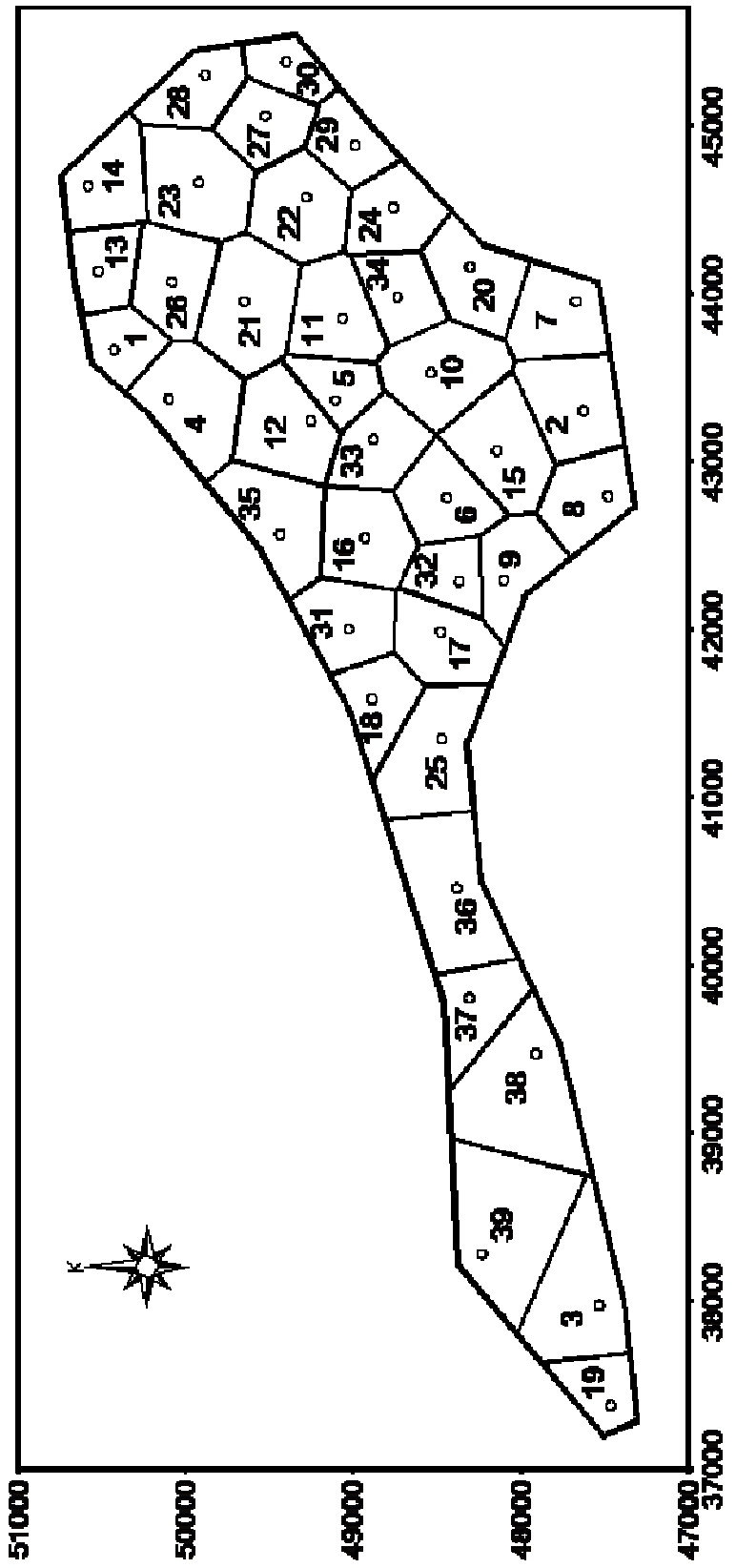
Çizelge 4.6. Rezerv hesapları

	Hacim (m^3)	**Rezerv Miktarı* (ton)**
Görünür İşletilebilir Rezerv	29.220.917,60	**35.065.101,12**
Mümkün İşletilebilir Rezerv	42.550.058,95	51.060.070,74
Muhtemel İşletilebilir Rezerv	47.843.585,93	57.412.303,12

*Kömür birim hacim ağırlığı 1,2 ton/m^3 olarak alınmıştır.

4.4. Poligon Yöntemi ile Yatak Rezervinin Belirlenmesi

Özellikle veri sayısı az olduğunda çoklukla kullanılan poligon yöntemi ile de kömür yatağı modellenmiş (Şekil 4.12) elde edilen rezerv bilgileri Çizelge 4.7'de verilmiştir. Poligon yöntemi ile belirlenen rezerv hesabı; özellikle sondajları içerisine alan sınır alanına, poligonların hasas bir şekilde elde edilmesine ve poligon alanlarının belirlenmesindeki hassasiyete göre değişir. Poligon ile yapılan rezerv hesabında sınır alan, sondaj lokasyonlarından 150 m uzaklıkta olacak şekilde belirlenmiş, hem poligonların çiziminde hem de alan sorgulamada AutoCAD tasarım programından faydalanılmıştır.



Şekil 4.12. Her bir sondaj için elde edilen poligonlar

Çizelge 4.7. Poligonların alanları ve rezerv hesaplamaları

S.No	Doğu (m)	Kuzey (m)	Kalınlık (m)	Alan (m^2)	Hacim (m^3)	Rezerv (ton)*
1	43663,10	50425,61	0,97	165902,24	160925,17	193110,21
2	43300,12	47625,29	0,00	309743,99	0,00	0,00
3	37972,90	47531,01	2,10	426404,69	895449,86	1074539,83
4	43371,20	50100,30	1,30	350736,94	455958,02	547149,62
5	43361,80	49106,20	1,50	157434,55	236151,82	283382,19
6	42783,30	48441,80	2,60	252015,13	655239,34	786287,20
7	43951,20	47669,70	2,55	273344,10	697027,46	836432,95
8	42791,20	47479,80	0,00	244562,79	0,00	0,00
9	42290,40	48099,30	0,85	240760,51	204646,43	245575,72
10	43527,30	48535,70	3,90	344153,86	1342200,06	1610640,07
11	43851,00	49062,70	3,85	278721,44	1073077,55	1287693,06
12	43238,90	49254,60	1,80	314208,48	565575,26	678690,32
13	44130,30	50522,60	2,31	186698,08	431272,56	517527,07
14	44639,60	50584,40	0,00	253177,85	0,00	0,00
15	43062,80	48141,40	1,91	331795,52	633729,43	760475,32
16	42543,30	48930,30	3,45	288556,71	995520,67	1194624,80
17	41982,60	48479,10	3,10	271787,72	842541,94	1011050,32
18	41582,30	48888,70	8,15	212661,09	1733187,89	2079825,47
19	37377,00	47462,60	0,00	170135,96	0,00	0,00
20	44157,20	48303,50	6,32	280845,41	1774943,00	2129931,60
21	43950,30	49649,00	2,10	375481,95	788512,10	946214,52
22	44570,80	49278,70	4,65	311163,68	1446911,12	1736293,35
23	44661,40	49921,70	3,25	370874,66	1205342,66	1446411,19
24	44510,90	48760,40	3,06	245384,99	750878,07	901053,68
25	41347,10	48471,90	5,65	375617,98	2122241,58	2546689,89
26	44066,40	50084,00	2,10	267141,34	560996,81	673196,17
27	45056,60	49525,00	2,80	212355,34	594594,96	713513,95
28	45301,10	49883,60	0,00	192343,02	0,00	0,00
29	44881,50	48988,20	0,80	188292,21	150633,76	180760,52
30	45378,30	49400,80	3,15	147017,21	463104,20	555725,04
31	41999,20	49027,60	3,95	258817,57	1022329,42	1226795,30
32	42284,30	48368,40	2,50	167078,50	417696,26	501235,51
33	43128,90	48879,30	0,00	233643,38	0,00	0,00
34	43975,70	48736,20	1,90	205504,15	390457,88	468549,46
35	42564,50	49437,30	3,45	330102,81	1138854,68	1366625,62
36	40456,00	48382,60	3,40	447434,98	1521278,93	1825534,72
37	39803,70	48307,60	2,60	236291,84	614358,78	737230,53
38	39472,20	47907,40	1,15	535871,51	616252,24	739502,69
39	38280,00	48230,00	1,55	553588,37	858061,98	1029674,37
				Toplam	**27359951,89**	**32831942,27**

*Kömür birim hacim ağırlığı 1,2 ton/m^3 olarak alınmıştır.

5. SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Literatür araştırmaları, kömür yatağına ait bilgilerin elde edilmesi, jeoistatistik yöntemle yatağa ait sondaj verilerinin bilgisayar programına aktarılması ve analiz sonuçlarının değerlendirilerek raporlarının hazırlanması şeklinde yürütülmüş olan bu yüksek lisans çalışmasında aşağıdaki sonuçlara varılmıştır.

i. JEOSTAT bilgisayar programı MTA Genel Müdürlüğü'nün 1971 – 1976 yılları arasında Erzurum İli'ne bağlı Hınıs İlçesi'nin Karaçoban, Tepi, Mişgan ve Zırnak köyleri arasında kalan sınırları içerisinde 1/25000 ölçekli topoğrafik haritada J47C2, J48A4 ve J48D1 paftalarında yer alan, Hınıs – Zırnak Sahası üzerinde yapmış olduğu pilot ve detay olmak üzere toplam 7448,20 metrelik 38 adet sondaj verisi ve 1 adet yarma sonuçlarına uygulanmış kömür yatağı hakkında ayrıntılı bilgi edinilerek, detaylı yatak rezervi tespiti yapılmıştır.

ii. Maden yatağının sınırlarının belirlenmesi amacı ile bölgede yapılan 1 adet yarmanın ve 38 adet sondajının sonuçları cevher kesip kesmediğine göre sınıflandırılmış; yarıvariogram analizi neticesinde indikatör deneysel yarıvariogram eğrisini temsil eden en uygun modelin Gaussian teorik yarıvariogram modeli olduğu belirlenmiştir. Modele ilişkin parametrelerden Kontrolsüz Etki (C_o) 0,10, Eşik Değer (C) 0,148 ve Etki Uzaklığı (a) 741 m olarak belirlenmiştir. Elde edile parametreler yardımıyla indikatör kriging yöntemi kullanılarak maden yatağı sınırları görünür, muhtemel ve mümkün sınırlar olarak saptanmıştır.

iii. Rezerv hesaplarında kullanılan kalınlık parametresinin belirlenen yatak sınırları içerisindeki dağılımını belirlemek amacıyla öncelikle kalınlık değişkeninin mesafeye bağlı nasıl bir değişim gösterdiği irdelenmiş elde edilen deneysel yarıvariogramları temsil eden modelin de Gaussian teorik yarıvariogram modeli olduğu ve parametrelerinin Kontrolsüz Etki (C_o) 0,85 m, Eşik Değer (C) 3,57 m, Etki Uzaklığı (a) 1061 m olduğu saptanmıştır. Yarıvariogram parametreleri çapraz doğrulama test tekniği ile test edilmesi amacıyla kriging arama elipsinin yarıçapı 340 metre olduğu ve elips içerisinde kullanılacak gözlem sayısının en fazla 16 en az 2 olduğu durumlarda test sonuçları olumlu çıkmıştır. Fakat 340 m etki alanı ile 39 adet kalınlık gözlem değerinden sadece 33 tanesi tahmin edilebilmiştir. Bu sonuçlardan,

belirlenen etki yarıçapının dışındaki gözlem değerlerinin modelimizle temsil edilmediğini veya tahmini yapılamayan gözlem noktalarının en az 340 metre dahiline yeni sondajlar yapılması gerektiğini, aksi halde o bölgelerde tahmin hataları en yüksek seviyede olacağı, tahminin güvenilirliğinin azalacağı gibi sonuçlar çıkarılmıştır.

iv. Rezerv hesaplamaları kalınlık dağılımı kapsamında indikatör kriging ile belirlenen sınırlar içerisinde yer alan kriging ile tahmin edilen blok bilgileri yardımıyla hesaplanmıştır. Sınırlar içerisine düşen her bir bloğa ait kömür kalınlık değeri ile blok yüzey alanı ve kömür yoğunluğu çarpılarak rezerv hesapları yapılmış, yapılan çalışmaya göre linyit yatağının görünür rezervinin 35.065.101,12 ton olduğu, muhtemel rezervinin ise 57.412.303,12 ton olduğu saptanmıştır.

v. Veri sayısının çok olmaması sebebiyle jeoistatistiksel yöntemin yanı sıra klasik yöntem olan poligon yöntemiyle de yatak modellenmiş ve görünür rezerv 32.831.942,27 ton olarak hesaplanmıştır. Elde edilen sonucun MTA tarafından daha önce aynı yöntemle belirlenen rezerve (33.174.000,00) çok yakın olduğu farkın sınır alanından kaynaklandığı söylenebilir.

vi. Linyit yatağı üzerinde yapılan detaylı jeoistatistiksel analizler neticesinde, linyit yatağının sınırlarının mevcut sondaj lokasyonlarının bulunduğu alanları aştığı anlaşılmıştır. Halen günümüzde özel sektörün de o bölgeye ait sondaj ve yarma çalışmalarının devam ettiğini bilmekteyiz. Dolayısıyla umutlu görülen sahalarda ayrıntılı karot sondajlarının yapılması önerilmektedir. Eğer mevcut sondajların bulunduğu sınırlar göz önüne alınarak bir üretim planlaması yapılması düşünülürse, belirlenecek jeolojik blok boyutlarına göre kriging tahminleri ile, elde edilecek sonuçlarla ekonomik ve teknolojik kalite parametrelerine göre rezerv hesaplamaları yapılabilir.

KAYNAKLAR

ARMSTRONG, M., 1997. Geostatistique Lineaire Application au Domaine Minier, 1997, ISBN: 2-911762-07-X, Paris, s.113.

BALTACI, G., 1991. Global Ortalamalı ve Yerel Ortalamalı Kriging Kestirim Tekniklerinde Komşuluğun Belirlenmesi ve Karşılaştırılması, Hacettepe Üniv., Fen Bil. Enst., Ankara.

BLANDEL, F. VE LASKY, S.G., 1956. Mineral Reserves and Resources, Econ. Geol., 51, 686-697.

CANER, G., 1976. Rezerv, Tenör ve Işletilebilirlik Kavramları, MTA Yayınları No.158, Ankara.

CANER, G., 1983. Mineral (Maden) Kaynak ve Rezervlerinin Sınıflandırılması (Kavram, Terim ve Ilkeleri), MTA Yayınları No.188, Ankara.

CARR, J.R., and MELA, K., 1998. Visual Basic Programs for One, two or Three Dimensional Geostatistical Analysis, Computers & Geosciences, Vol. 24, No. 6, 1998, pp 531-536.

CLARK, I., 1979. Practical Geostatistics, Department of Mineral Resources Engineering , Royal School of Mines , Imperial College of Science and Technology , London U.K.

CLARK, I., 1983. Regression Revisited1, Mathematical Geology, Vol 15, No.4, 1983.

CLARK, I., and HARPER, W.V., 2000. Practical Geostatistics, 2000, Geostokos(Ecosse) Limited, London,U.K.

ÇETİN, M. 1996. Jeoistatistiksel Yöntem İle Nokta ve Alansal Yağışların Saptanması ve Stokastik Olarak Modellenmesi, Örnek Havza Uygulamaları, Çukurova Üniv., Fen Bil. Ens., Doktora Tezi, Adana.

ÇETİN, M., ve KIRDA, C., 2003. Spatial and temporal changes of soil salinity in a cotton field irrigated with low-quality water. Journal of hydrology, Volume 272, Issues 1-4, p. 238-249.

DAVID, M., 1988. Handbook of Applied Advanced Geostatistical Ore Reserve Estimation, Elsevier Science Publishing Company Inc., Amsterdam.

DEK-TMK, 2010. Dünya Enerji Konseyi, Türk Milli Komitesi, Dünya Enerji Konseyi Çalışma Grupları Raporları, “2010 yılı Enerji Raporu”, 201 sayfa, Ankara.

DEUTSCH, C.V. and JOURNAL, A.G., 1992. Geostatistical Software Library And User’s Guide, Oxford University Press, Inc., NEW YORK, USA.

DOWD, P.A., 1992. Basic Geostatistics for the Mining Industry, The University of Leeds, 1992, s.226.

ELEVLİ, B., 1992. Open Pit Mine Production Scheduling Using Operations Research and Artificial Intelligence, PhD Thesis Colorado.

GOVETT, G.J.S. and GOVETT, M.H., 1974. The Concept and Measurement of Mineral Reserves and Resources: Resour. Policy, 1: 46-55.

HUGHES, W.E. and DAVEY, R. K., 1979. Drill Hole Interpolation: Mineralized Interpolation Techniques, Open Pit Mine Planning and Design, Edi. Crawford III, J.T., Hustrulid, W.A., AIME, New York, pp50-64.

JOURNEL, A.G., and HUIJBREGTS, CH. J.,1978. Mining Geostatistics, Bureau De Recherches Geologiques Et Minieres, France, Academic Press Harcout Brace & Company, Publishers, London,San Diego,New York Boston, Sydney, Tokyo, Toronto

KAHRİMAN, A., 2000. Maden İşletme Projelerinin Hazırlanması ve Değerlendirilmesi, Sivas.

KIRMANLI, C., ve NASUF, E., 1998. Denizli-Tavas-Ulukent Manganez Açık İşletmesinin Jeoistatistiksel Yöntemle Rezerv-Tenör İlişkisinin Belirlenmesi, Madencilik Dergisi, 37, 3, 19-27.

KOSE, A., 1997. Kızılcahüyük-Yataardıç (Karsantı) Krom Yatağının Jeoistatistiksel Değerlendirilmesi, Hacettepe Üniv., Fen Bil. Enst., 1997.

MATHERON, G., 1978. L’estimation globale des re´serves re´cupe´rables, course notes C-75, Centre de Ge´ostatistique, Ecole des Mines de Paris, Fontainebleau, pp 28.

MCDIVITT, J.F., 1965. Minerals and Men: The John Hopkins Press for Resources for the Future, Baltimore, 158p.

MCKELVEY, V.E., 1972. Mineral resource estimates and Public Policy: Am. Scientist, 60, 32-40.

MERT, B.A., 2004. Jeoistatistiksel Analiz İçin Bir Bilgisayar Programının Geliştirilmesi ve Antalya-Akseki-Kızıltaş Boksit Yatağına Uygulanması, Yüksek Lisans Tezi, Ç.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü, Adana, ss. 112.

MERT, B.A., 2010. Afşin-Elbistan Kömür Havzasındaki Madencilik Faaliyetlerinde Coğrafi Bilgi Sistemleri ile Küresel Konumlama Sistemlerinin Kullanım Olanaklarının Araştırılması, Çukurova Üniveristesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Doktora Tezi, s.1, Adana.

MTA, 2011. Jeolojik Rapor, www.maden.org.tr, 2011

MTA, 2010. Türkiye Linyit Envanteri, MTA Genel Müdürlüğü, ss. 202, Ankara.

NOBLE, A.C., 1993. Geologic Resources vs. Ore Reserves, Mining Engineering, Technical Papers, 173-176.

OYGÜR, V., EYYUBUĞLU, T., BEKTİMUROĞLU, O., CENGİZ, E., EMRE, E. ve BUMİN, M., 1992. Kaynak ve Rezerv Sınıflandırmaları ile Hesaplamalarının Temel ilkeleri, TMMOB Jeoloji Mühendisleri Odası Yayınları: 27, Teknik Klavuzlar Serisi:3, Ankara.

OZ, B., DEUTSCH, C.V., and FRYKMAN, P., 2002. A Visual Basic Program for Histogram and Variogram Scaling, accepted for publication in Computers & Geosciences, Vol. 28, No. 1, January 2002, pp 21-31.

RICHARD, A.B., 1990. Ore Reserve Estimation, Surface Mining, 2nd edition, Chapter 3: 287-292.

SARAÇ, C., and TERCAN, A.E., 1998. Maden Yataklarının Değerlendirilmesinde Jeoistatistiksel Yöntemler, Ankara,TURKEY.

SELVİ, B., 1977. Erzurum – Hınıs – Zırnak Kömür Havzasının Raporu, ss. 120, Ankara, 1977.

ŞEN, Ö., 1999. Kalburçayı (Sivas) Kömür Yatağı Rezervinin Geometrik/Jeoistatistiksel Yöntemlerle Değerlendirilmesi , Hacettepe Üniv., Fen Bil. Enst., 1999.

TERCAN, A. E. 1999. Importance of orthogonalization algorithm in modeling conditional distributions by orthogonal transformed indicator methods, Mathematical Geology, vol.31, No.2, pp. 155-173.

TERCAN, A. E. and OZCELIK, Y. 2000. Geostatistical evaluation of dimension-stone quarries, Engineering Geology, 58, 25-33.

TERCAN, A. E., 1996. Maden Yatakları Sınır Belirsizliğinin İndikatör Kriging ile Değerlendirilmesi ve Sivas-Kangal-Kalburçayı Kömür Yatağında Bir Uygulama, Madencilik, Aralık. 4, s.3-11.

UNITED STATE GEOLOGICAL SURVEY, 1980. The U.S. Department of Enterion Resource/ Reserve Classification method, USGS, Circular 831, Washington, 5 s.

YÜKSEK, S., 1996. Divriği demir yatağının üç boyutlu (3D) jeolojik blok modelinin çıkarılması ve rezerv hesaplamaları, Cumhuriyet Üniversitesi, Fenbilimleri Enst., Doktora Tezi, s.132, Sivas.

ÖZGEÇMİŞ

07.01.1984 tarihinde Diyarbakır'da doğdu. İlkokulu Diyarbakır'da tamamladıktan sonra ortaokulu İzmir'in Ödemiş ilçesinde tamamladı. 2001 yılında Dicle Üniversitesi Mühendislik-Mimarlık Fakültesi Maden Mühendisliği bölümünde lisans öğrenimine başladı. 08 Temmuz 2005 yılında da Maden Mühendisi unvanını almaya hak kazandı.

2006 yılında özel sektörde ihracat müdürü olarak görev yapmaya başladı. 2007 yılından askerlik görevini tamamladı. 2008 yılında Çukurova Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü'nde Yüksek Lisans öğrenimine başladı. 2009 yılında Şanlıurfa İl Özel İdaresinde Maden Mühendisi olarak göreve başladı. Halen bu görevini sürdüren Fikret FİDAN, evli ve İngilizce bilmektedir.