

Value Stream Analysis of the Production Flow in the Zinkgruvan Mine

The Zinkgruvan Mine is Sweden's southernmost mine located approximately 200 km south-west of Stockholm at the northern end of lake Vättern. The primary metal is zinc, secondary metals are lead, copper and silver. The Zinkgruvan Mining AB plans a 20% increase of processed ore until 2022. This article examines the production processes and performs a value stream analysis of the production flow. The focus deals with implementing an

Overall Equipment Effectiveness measurement and the simulation of the haulage capacity. The article is a conclusion of the author's graduation paper at the Rheinisch-Westfälische Technische Hochschule (RWTH) Aachen. For his excellent examination he got the Helmuth-Burckhardt-Award by Vereinigung Rohstoffe und Bergbau (VRB), Berlin, in September 2014.

Wertstromanalyse des Produktionsflusses im Bergwerk Zinkgruvan

Zinkgruvan ist Schwedens südlichstes aktives Bergwerk und liegt am nördlichen Ende des Vättern-Sees. Neben Zink werden auch Blei, Kupfer und Silber gefördert. Bis zum Jahr 2022 soll der Durchsatz der Aufbereitungsanlage um 20% erhöht werden. Der vorliegende Beitrag untersucht die Produktionsabläufe und erstellt eine Wertstromanalyse des Produktionsflusses. Der Fokus liegt dabei auf der Ermittlung der wichtigsten Kennzahlen, wie der

Overall Equipment Effectiveness und der Simulation der Förderkapazitäten. Der Beitrag ist die Zusammenfassung der Masterarbeit des Verfassers an der Rheinisch-Westfälischen Technischen Hochschule (RWTH) Aachen. Für seine hervorragenden Examensleistungen wurde ihm im September 2014 von der Vereinigung Rohstoffe und Bergbau (VRB), Berlin, der Helmuth-Burckhardt-Preis verliehen.

1 Introduction

The Zinkgruvan Mine is Sweden's southernmost mine located approximately 200 km south-west of Stockholm at the northern end of lake Vättern. The primary metal is zinc, secondary metals are lead, copper and silver. The industrial large scale extraction started in 1857 and since 2004 Zinkgruvan Mining is a member of the Lundin Mining Corporation. The mine is classified into the three main areas Burkland, Nygruvan and Western fields. The western fields include Borta Bakom, Cecilia and Sävsjön. Zinc-lead-silver ore – in the following referred to as zinc ore – is mined in all areas.

The steeply dipping Nygruvan orebody is less than 15 m wide and sublevel benching is applied. Transverse panel stoping with a sequence of primary and secondary stopes is used in the Burkland orebody which has an average width of 20 m (1). Primary stopes are generally backfilled with paste and secondary ones with waste rock, dependent on local ground conditions.

The Zinkgruvan Mining AB plans a future increase of processed ore from 1.25 mt/a to 1.5 mt/a until 2022 by de-bottlenecking and improving the processing plant. Additionally, around 0.4 mt/a of waste rock have to be hauled and hoisted. Concerns

1 Einleitung

Zinkgruvan ist Schwedens südlichstes aktives Bergwerk und liegt 200 km südwestlich von Stockholm am nördlichen Ende des Sees Vättern. Hauptsächlich wird Zink gefördert aber auch Blei, Kupfer und Silber. Der industrialisierte Abbau begann bereits im Jahr 1857, seit 2004 ist Zinkgruvan Teil der Lundin Mining Corporation. Die Lagerstätte beinhaltet drei Haupterzkörper: Burkland, Nygruvan und Western Fields. In Letzterem erfolgt der Abbau in den Revieren Borta Bakom, Cecilia und Sävsjön. Das Zink/Blei/Silber-Erz – im Folgenden als Zinkerz bezeichnet – wird in allen Revieren abgebaut.

Der steil einfallende Nygruvan Erzkörper ist weniger als 15 m mächtig und wird mittels sublevel benching abgebaut. Transversales panel stoping mit primären und sekundären Weitungen findet im Burkland Erzkörper statt, der eine durchschnittliche Mächtigkeit von 20 m aufweist (1). Generell werden die primären Weitungen mit Pastenversatz und die sekundären mit Bergen verfüllt.

Bis 2022 soll der Durchsatz der Aufbereitungsanlage von derzeit 1,25 auf 1,5 Mio. t erhöht werden. Darüber hinaus sind ca. 0,4 Mio. t Berge zu transportieren und durch den Schacht zu för-

have been raised that this will move the bottleneck to the mine. Apart from a higher production level the mine is challenged by increasing hauling distances.

Ore and waste rock are hauled by diesel powered trucks from different mining areas to the crusher at the 800 m level and further up to the surface with the hoist PII. In the orebodies Burkland and Nygruvan mining proceeds up to a depth of 1,500 m and 1,300 m, respectively. The Western Field is approximately 4 km apart from the hoist at a depth of 650 m.

The task is to investigate the production processes at the Zinkgruvan mine and perform a value stream analysis of the production flow. The deliverables are a graphic view of the production process in form of a value stream map, including the identification of key performance indicators for the different process steps. The purpose of this investigation is to identify both present bottlenecks in the process and the effect of planned changes on the system's constraints, in order to suggest improvements to the mining process to create a more robust mining cycle.

The representation of the whole value stream map is not addressed in this paper. The focus deals with implementing an Overall Equipment Effectiveness measurement and the simulation of the haulage capacity.

2 Overall Equipment Effectiveness

2.1 Konzept

The value stream analysis does not only include information about the capacity of the production process, but also about its effectiveness. Therefore, it is necessary to define and implement a common measurement system. The measurement and follow up of the Overall Equipment Effectiveness (OEE) is a vital factor in evaluating the effectiveness of an operation. It incorporates both the availability and performance of the operation and the quality of the produced output. The OEE is generally calculated as:

$$\text{OEE} = \text{Availability} \cdot \text{Performance} \cdot \text{Quality} \quad (1)$$

The particular factors allow a certain degree of freedom in interpreting them and vary in industries and even within an organisation. This effect leads to false conclusions by evaluating and comparing the own OEE with others. A standard with certain definitions has to be implemented to ensure the validity and comparability. For this reason the OEE Foundation set up the OEE Industry Standard in 2003 and reviewed it in 2010 and 2011 (2). The OEE Industry Standard gives both an overview about the different loss types and scopes of effectiveness measurement. In the following the different types of losses are shortly described.

Schedule losses refer to the time the equipment is planned to be out of operation. The time when the whole factory is not operating is not scheduled. The term unscheduled relates to the time specific equipment is not scheduled to run.

The availability losses sum up all reasons for an equipment is producing no output. These losses are classified into failures, idling or line restraint and are deducted from the loading time, resulting in the production. Failure time or breakdown time refers to the time when the equipment is not producing because of a technical reason. Idle time or waiting time is the time in which the equipment is technically able to produce, but cannot produce. Possible reasons are: setup, start-up, shutdown, cleaning and no operator.

dem. Unklar ist dabei, ob das Bergwerk die erhöhte Produktion leisten kann, da die zukünftigen Reviere weiter vom Schacht entfernt liegen.

Der untertägige Erz- und Bergetransport erfolgt zunächst mit dieselbetriebenen LKW von den verschiedenen Revieren zum Primärbrecher in 800 m Teufe. Dort befindet sich der Förderschacht PII. Die Burkland und Nygruvan Erzkörper erstrecken sich bis zu einer Teufe von 1.500 m bzw. 1.300 m. Das 4 km vom Förderschacht entfernte Western Field liegt in einer Teufe von rd. 650 m.

Ziel der Arbeit war es, die Produktionsabläufe zu untersuchen und eine Wertstromanalyse des Produktionsflusses zu erstellen. Dabei sollte der Produktionsfluss mit allen wichtigen Kenndaten graphisch dargestellt und sowohl hinsichtlich gegenwärtiger als auch zukünftiger Engpässe analysiert werden. Auf die graphische Darstellung wird im Folgenden verzichtet. Der Fokus liegt auf der Ermittlung der wichtigsten Kennzahlen, wie der Overall Equipment Effectiveness und der Simulation der Förderkapazitäten.

2 Overall Equipment Effectiveness

2.1 Konzept

Die Wertstromanalyse beinhaltet nicht nur Informationen über die Kapazität eines Produktionsprozesses, sondern auch Kennzahlen über dessen Effektivität. Dazu muss ein allgemein gültiges System definiert und implementiert werden. Die Messung und Verfolgung der Overall Equipment Effectiveness (OEE) ist wichtig, um die Effektivität und Produktivität eines Prozesses zu beurteilen. Die OEE beinhaltet sowohl die Verfügbarkeit und Leistung einer Anlage als auch die Qualität des Produktes und wird generell wie folgt ermittelt:

$$\text{OEE} = \text{Verfügbarkeit} \cdot \text{Leistung} \cdot \text{Qualität} \quad (1)$$

Die Definitionen der Faktoren variieren sowohl in verschiedenen Branchen als auch in einem Unternehmen. Daraus können falsche Rückschlüsse gezogen werden, wenn die eigenen Kennzahlen mit anderen verglichen werden. Es ist wichtig, die verschiedenen Faktoren genau zu definieren, um die Aussagekraft und Vergleichbarkeit zu gewährleisten. Aus diesem Grund hat die OEE-Foundation bereits 2003 den OEE Industry Standard veröffentlicht und in den Jahren 2010 und 2011 aktualisiert (2). Der Standard beinhaltet eine detaillierte Vorgehensweise und Definitionen von verschiedenen Effektivitätskennzahlen. Nachfolgend sind die unterschiedlichen Zeitverluste, die sich bei einem Prozess ergeben können, kurz dargestellt. Die Oberkategorien sind dabei Planungs-, Verfügbarkeits-, Leistungs- und Qualitätsverluste.

Planungsverluste ergeben sich aus dem geplanten Stillstand einer Anlage. Sie lassen sich weiter einteilen in „Nicht Geplant“ und „Ungeplant“. Nicht Geplant ist die Zeit, wenn das gesamte Werk geschlossen ist. Ungeplant bezieht sich auf die Zeit, die eine gewisse Anlage geplant nicht produziert.

Verfügbarkeitsverluste beinhalten alle Gründe, weshalb eine Anlage nicht produziert, obwohl sie produzieren sollte. Diese Verluste lassen sich weiter aufgliedern in Ausfallzeit, Wartezeit und Line restraint time. Diese Zeiten werden von der geplanten Produktionszeit abgezogen und ergeben die theoretische Produktionszeit. Die Ausfallzeit bezeichnet alle technischen Gründe für einen Stillstand. Die Wartezeit bezieht sich hingegen auf den Umstand, dass die Anlage zwar technisch verfügbar ist, aber

Type of loss	OEE type of time	Input data of stop times
Schedule losses	Unscheduled	<ul style="list-style-type: none"> People transport Material transport
Down time losses (Availability losses)	Failure	<ul style="list-style-type: none"> Unplanned maintenance Automatic shutdown
	Planned Maintenance	<ul style="list-style-type: none"> Planned Maintenance Inspection
	Changeover	<ul style="list-style-type: none"> Changing material type
	Line Restraint Surface	<ul style="list-style-type: none"> PII discharge bin is full Stop with empty bin (maintenance)
	Line Restraint Underground	<ul style="list-style-type: none"> Belt stop at the 850 m level Empty bin underground
Speed losses (Performance losses)	Reduced Speed	<ul style="list-style-type: none"> Hoisting capacity lower than 300 t/h for zinc ore and waste rock Hoisting capacity lower than 180 t/h for copper ore

Table 1. OEE categories for the hoisting operation
Tabelle 1. OEE-Kategorien für die Schachtförderung

Line restraint time describes the time when the equipment is technically able to operate, but cannot operate due to restraints in the production line. These can be either upstream or downstream, for example empty input buffer or full output buffer.

The performance losses encompass all reasons that lead to production rate which is lower than the theoretical one, when the equipment is operating. Reduced speed and minor stoppage losses are deducted from the theoretical output, resulting in the actual output. Considering time, the actual output equals the actual production time.

The quality losses scrap and rework are deducted from the actual output, resulting in the good output. If quality is expressed in time, the quality losses are deducted from the actual production time resulting in the actual effective production time.

2.2 OEE applied to hoisting

The existing data of stop times in the hoisting operation is divided into eleven classes (3). These refer to schedule and down time losses. For practical purposes some of the categories of the OEE Standard are renamed and further subdivided.

However, the big advantage of OEE is that all losses are taken into account, regardless of which type they are assigned to. The OEE ensures that all stop times are considered and provides a high level of comparability. Table 1 shows the input data and the assigned OEE types of time.

The OEE model is illustrated in Figure 1. The OEE indicates the effectiveness of the whole hoisting operation, taking the logistical stop reasons (line restraint) into account. On the contrary, the OEE Solitaire does not consider line restraints, thus it specifies the effectiveness of the hoist itself.

Table 2 summarizes the results of 2013. Compared to an OEE of 60.1%, the OEE solitaire of 77.3% is much higher, due to the fact that line restraint is not considered as stop time, but as unscheduled time. The asset utilization is 57%.

These measures were implemented in the daily follow up of hoisting operation, including monthly and yearly bar charts as well as trends for the OEE, availability and performance.

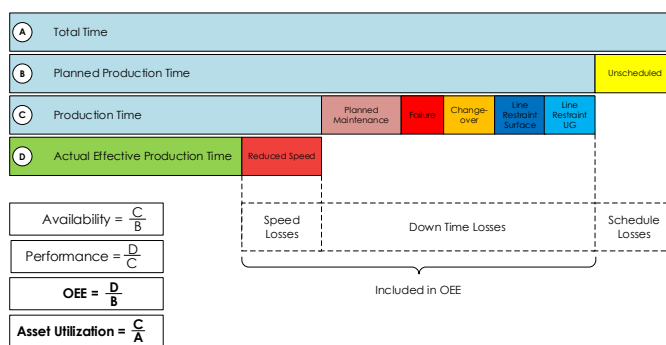


Fig. 1. OEE model for hoisting
Bild 1. OEE-Modell der Schachtförderung

nicht produzieren kann. Mögliche Gründe sind dabei z.B. Rüstzeit, Inbetriebnahme, Reinigung oder kein Bediener an der Maschine. Line restraint time ist eine weitere Konkretisierung der Wartezeit, die sich allein auf die vor- oder nachgeschaltete Produktionskette bezieht, beispielsweise kein Input oder kein Output durch ein zu volles Förderband.

Wenn die Anlage läuft, aber eine geringere als die theoretische Produktionsrate aufweist, sind Leistungsverluste vorhanden. Dies sind z.B. Verluste durch verminderte Geschwindigkeit oder kleinere Stillstände. Sie reduzieren den theoretischen auf den eigentlichen Durchsatz. In Zeit ausgedrückt gleicht der eigentliche Durchsatz der tatsächlichen Produktionszeit.

Qualitätsverluste wie Ausschuss oder Nacharbeit reduzieren den eigentlichen Durchsatz auf den guten Durchsatz, der direkt weiterverwendet werden kann. Es ergibt sich somit die eigentliche effektive Produktionszeit.

2.2 OEE am Beispiel des Förderschachts PII

Die verfügbaren Daten über die Stillstände des Förderschachts sind in elf Kategorien eingeteilt (3). Diese beziehen sich auf Planungs- und Verfügbarkeitsverluste. Aus praktischen Gründen sind einige der OEE-Kategorien umbenannt und weiter aufgeschlüsselt. Der große Vorteil der OEE liegt darin, dass alle Verluste, unabhängig von der gewählten Kategorie, berücksichtigt werden. Tabelle 1 zeigt die Datengrundlage und die zugeteilten Zeittypen der OEE.

Das daraus resultierende OEE Diagramm ist in Bild 1 dargestellt. Die OEE-Kennzahl zeigt die Effektivität der gesamten Schachtförderung, inklusive der logistischen Stillstandszeiten (line restraint). Im Gegensatz dazu beinhaltet die OEE Solitaire keine line restraints und bezeichnet somit die eigentliche Effektivität des Förderschachts.

Tabelle 2 zeigt die Ergebnisse des Jahres 2013. Im Vergleich zu einer OEE von 60,1%, ist die OEE Solitaire mit 77,3% höher, da die line restraint nicht als Stillstand, sondern als ungeplante Zeit berücksichtigt wird. Die Asset Utilization bzw. Anlagennutzung beträgt 57%. Die OEE-Modelle wurden in der täglichen Produktionskontrolle implementiert, einschließlich monatlicher und jährlicher Balkendiagramme und Trends für die OEE-, Verfügbarkeits- und Leistungskennzahlen.

3 Modell der untertägigen Förderung

Für die Wertstromanalyse und graphische Darstellung des Produktionsflusses wird die Förderkapazität der LKW-Flotte benötigt.

3 Haulage Capacity Model

The value stream map of the production flow requires the capacity of the haulage system. Constraints in single haul routes cannot be identified due to the flexibility of the truck fleet. For instance, if more haulage capacity is needed in one area, several trucks can be used for hauling as long as the total haulage capacity of the truck fleet is not exceeded. The purpose of the model is to identify the utilization of the truck fleet as a total. In this way it is possible to deduce, if hauling constrains the mine output today or in the future. Therefore, it is necessary to estimate the cycle time for every specific haulage route. An area specific haulage capacity is expressed in t/h by considering the number of cycles per hour and the truck load. This result is multiplied with the yearly production rates and leads to the required haulage time. By comparing the required time with the available haulage time, the utilization rate of the truck fleet is derived and potential constraints in the whole system are revealed.

3.1 Model Environment

The Life of Mine plan for the Zinkgruvan mine embodies the yearly production rates for every mining region and mined waste rock from development and exploration works. It is not possible to assess the distribution of the planned production within a year. Therefore, the model is based on the assumption of a continuous flow of ore and waste rock over the year.

The cycle time is not only influenced by the travel, loading and dumping time, but also by the disturbances in the system. The travel time is defined as the time the truck is actually driving during one cycle.

The haulage routes are different in vertical and horizontal distance. The haul routes from different areas are divided into flat and inclined sections. Due to the mine layout four situations occur which are influencing the travel speed of the truck: loaded in flat road, unloaded on flat road, loaded on ramp upwards and unloaded on ramp downwards.

The situations of driving unloaded a ramp upwards and loaded downwards a ramp do not occur during normal operation beside the transport of road material from the surface to the 800 m level. The loading time depends on the type of loading. It is either done by an ore pass chute or by an LHD and wheel loader. In case of ore haulage, the trucks dump either into an ore pass or the crusher. The same applies to waste rock but some of it is used in as backfill material. In case of backfilling, the trucks dump the waste rock into intermediate storages which are piles in not used stopes and drifts.

Availability	61.4%
Performance	97.9%
OEE	60.1%

Availability Solitaire	79.0%
Performance	97.9%
OEE Solitaire	77.3%

Asset Utilization	57.0%
--------------------------	--------------

Table 2. Numerical results of hoisting effectiveness in 2013
 Tabelle 2. Effektivität der Schachtförderung im Jahr 2013

Auf Grund der Flexibilität der LKW können keine Engpässe in einzelnen Förderwegen festgestellt werden, vielmehr ist die Auslastung der gesamten Flotte von Bedeutung. Das Ziel dieses Modells ist es daher, die Auslastung der gesamten Flotte zu quantifizieren, um festzustellen, ob die LKW-Förderung die gegenwärtige oder zukünftige Produktion beeinflusst. Dazu ist es notwendig, die Zykluszeiten für jeden möglichen Förderweg zu berechnen. Unter Berücksichtigung der Ladekapazität und der möglichen Zyklen pro Stunde lässt sich eine revierspezifische Förderkapazität in t/h angeben. Wird diese mit der geplanten jährlichen Produktion multipliziert, ergibt sich die benötigte Förderzeit. Diese wird wiederum mit der verfügbaren Zeit verglichen, und die sich ergebende Auslastung lässt Rückschlüsse auf Engpässe im gesamten System zu.

3.1 Modell-Ausgangslage

Der Life of Mine-Plan beinhaltet die jährlichen Produktionszahlen für jedes Revier und jede Sohle und die anfallenden Berge von Streckenvortrieben und Explorationstätigkeiten. Dabei ist es nicht möglich, Rückschlüsse auf die Verteilung der Produktion während eines bestimmten Jahres zu ziehen. Aus diesem Grund basiert das Modell auf der Annahme eines kontinuierlichen Produktionsflusses von Erz und Bergen.

Die Zykluszeit ist nicht nur abhängig von der reinen Fahr-, Lade- und Entladezeit, sondern auch von den Störungen im Transportsystem. Die Fahrzeit ist im Folgenden definiert als die Zeit, die ein LKW tatsächlich fährt.

Die verschiedenen Routen sind unterschiedlich in ihrer vertikalen und horizontalen Entfernung zum Förderschacht und deswegen in flache und geneigte Teilstrecken unterteilt. Auf Grund der Lage der Produktionsstellen sind bei normalem Betrieb vier Situationen vorzufinden, welche die Fahrgeschwindigkeit beeinflussen: Beladen auf flacher Strecke, leer auf flacher Strecke, beladen auf geneigter Strecke aufwärts, leer auf geneigter Strecke abwärts.

Eine Ausnahme stellt der Transport von Straßenmaterial von über Tage bis auf das 800 m-Level dar, da der LKW die Rampe leer aufwärts und beladen abwärts fährt.

Die Ladezeit hängt von der Beladeweise ab, die entweder direkt durch eine Abzugseinrichtung am Rolloch, oder durch Fahrer und Radlader erfolgt.

Im Falle des Erztransports wird in ein Rolloch oder direkt in den Primärbrecher verkippt. Das gleiche gilt für Berge, doch hierbei wird das Material, das für den Direktversatz vorgesehen ist, zunächst in einem Zwischenspeicher abgeladen.

Die LKW beeinflussen sich an verschiedenen Stellen gegenseitig. Zum Einen kommt es zu Wartezeiten, wenn mehr als ein LKW beladen wird. Darüber hinaus sind beide Primärbrecher über die gleiche Strecke zu erreichen, und auch hier kommt es zu Wartezeiten bei der Entladung. Zum Anderen treten Verkehrsstörungen während der Fahrt auf, da nahezu alle Strecken und Rampen nur einspurig zu befahren sind und an vielen Stellen ein Ampelsystem installiert ist.

Die LKW-Flotte besteht aus vier dreiachsigen Volvo FMX 500 und vier vierachsigen Volvo FMX 560 dieselbetriebenen Muldenkippern.

3.2 Messungen

Verwertbare Informationen über Förderdistanzen, Fahrgeschwindigkeiten, Lade- und Entladezeiten sowie über Wartezeiten la-

The trucks influence each other. If more than one truck has to be loaded, the others have to wait and queue up. The same occurs for dumping because all the ore and a large proportion of the waste rock has to be hauled to the two crushers. These are located in the crusher area and are reached by the same drift. The main reason for traffic disturbance is the traffic light system because all driving routes are single-lane and some are equipped with a traffic light system. Consequently, trucks have to wait before entering a ramp until the oncoming traffic has passed. In some ramps are several traffic lights installed allowing the safe entrance to the ramp from different levels.

It is worth noting that the current truck fleet consists of four 3-axle Volvo FMX 500 and four 4-axle Volvo FMX 560 diesel powered rear-dump trucks.

3.2 Measurements

No usable data was available for distances, average speed of the trucks, loading and dumping time and traffic disturbances. Therefore, travel and stop times were measured during driving with trucks in two morning shifts resulting in total of 21 cycles from different mining areas. The measurement table includes general information about: truck type, hauled material and one-way distance. The cycle time was measured for the whole cycle and is further divided into the time for the empty and the loaded trip. Not only the stop time but also its reason and location was recorded during one cycle.

The outcome of the cycle time measurements is manifold. By subtracting the stop times from the trip times, the travel times empty and loaded are derived. The travel time is the time the trucks were actually driving and not standing. Both travel speeds are calculated by dividing the one-way distance with the corresponding travel time. The average speed values, both deepened on flat or inclined terrain and the truck load, result in: 24 km/h (flat and loaded), 28 km/h (flat and empty), 16 km/h (Ramp up and loaded) and 22 km/h (Ramp down and empty).

The loading time from production levels starts when the truck leaves the ramp and enters the production area. It stops when the truck enters the ramp again. Thus the time to drive backwards into the production level is included. The loading time from the development drifts starts when the truck turns to get loaded and varies generally between 165 s and 560 s.

The dumping time starts by entering and stops by leaving the crusher area. Thus the time for backing up, which is always necessary, is included. The dumping times for both truck types are in the same range between 60 s and 92 s. One reason for the variation may be the interference with trucks dumping into the other crusher. If both want to leave the crusher area at the same time, one truck has to wait and the dumping time will increase because the entry drift to the crusher area is also single-lane. Waiting time for dumping occurs in situations when more than one truck arrives at the crusher simultaneously. This depends also on the loaded material type because trucks can dump into the zinc crusher and the crusher for copper and waste at the same time. There is only a very short time of interference at the entrance to the crusher area because both crushers are reached by the same drift. Traffic disturbances as a consequence of traffic lights exist for all haul routes to the crusher. Dependent on the location different ramps are by-passes.

gen nicht vor. Aus diesem Grund wurden die Zeiten während der Fahrt mit verschiedenen LKW im Verlauf von zwei Frühschichten aufgenommen. Das Ergebnis waren insgesamt 21 Zyklen aus den unterschiedlichen Revieren und Sohlen. Dabei wurden nicht nur die reine Fahrzeit, sondern auch zusätzliche, für die Auswertung notwendige Informationen aufgenommen, wie Typ des LKW, Material und Distanz. Die Zykluszeit wurde für den gesamten Zyklus gemessen und zusätzlich in den beladenen und leeren Betrieb unterteilt. Darüber hinaus wurden alle Unterbrechungen, deren Ort und Gründe notiert.

Nach Abzug sämtlicher Stillstandszeiten von der Zykluszeit ergaben sich die Fahrzeiten für die beladenen und leeren Teilstrecken. Dabei bezog sich die Fahrzeit auf die Zeit, in der sich der LKW tatsächlich fortbewegte. Die dadurch ermittelten durchschnittlichen Fahrgeschwindigkeiten ergaben sich abhängig von der Route zu 24 km/h (flach und beladen), 28 km/h (flach und leer), 16 km/h (aufwärts und beladen) und 22 km/h (abwärts und leer).

Die Ladezeit von den einzelnen Produktionsleveln umfasste die Zeit vom Verlassen bis zur Wiedereinfahrt in die Rampe. Bei den Streckenvortrieben begann die Ladezeit beim Wendemanöver und lag zwischen 165 s und 650 s.

Die Entladezeit umfasste die Zeit von der Einfahrt bis zur Ausfahrt aus dem Brecherbereich und beinhaltete somit das notwendige Wendemanöver. Die Entladezeit lag für beide LKW-Typen in einem Bereich von 60 s bis 92 s. Ein Grund für die generelle Schwankung war die Beeinflussung durch den zweiten direkt gegenüberliegenden Brecher. Dieser konnte zwar gleichzeitig beladen werden, doch bei der Ausfahrt musste ein LKW warten, da auch dieser Weg nur einspurig befahrbar war und sich die Entladezeit so verlängerte. Die Wartezeit für die Entladung hängt vom geladenen Material ab, da ein Brecher für Zinkerz und der andere für Kupfererz und Berge verwendet wurde. Die Verkehrsstörungen durch das Ampelsystem gab es bei allen Förderwegen zu den Brechern. Sie waren von den befahrenen Rampen und Fördersohlen abhängig.

3.3 Konstante Input-Parameter

Basierend auf dem Modell und den Messungen werden einige Parameter als konstant für alle Zyklen während eines Jahres angenommen. Diese sind die zu transportierende Tonnage, die Förderwege und Förderdistanzen sowie bestimmte Teilzeiten eines Zyklus.

Die Grundlage der Förderung ist die jährliche Produktion. Dabei sind die produzierten Tonnen geringer als die zu fördernden, weil bestimmtes Material zweimal transportiert werden muss. Zunächst vom Produktionslevel zum Rollloch und dann noch einmal vom Rollloch zum Brecher. Zum Beispiel wurden 2014 insgesamt 1.512.231 t mit den LKW transportiert, aber nur 1.225.000 t wurden produziert. Beim Bergetransport verhält es sich ähnlich, er wird aber zusätzlich durch die Versatzmengen beeinflusst.

Da es nicht möglich ist, spezifische Routen für die drei- und vierachsigen LKW vorherzusagen, werden durchschnittliche Beladungen für beide LKW-Typen definiert. Diese ergeben sich zu 29,5 t für Zinkerz, 28 t für Kupfererz und 27 t für Berge.

Um nun die Fahrzeiten auf Grundlage der ermittelten Durchschnittsgeschwindigkeiten zu bestimmen, ist jede mögliche Route in flache und ansteigende Teilstrecken unterteilt. Darüber hinaus sind nicht alle Fahrwege konstant, sondern verlängern sich

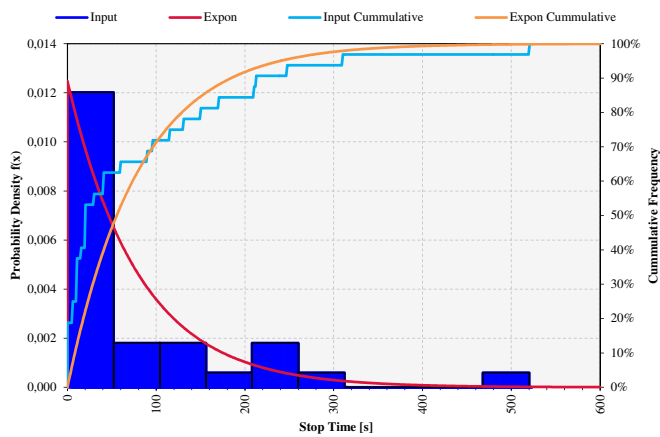


Fig. 2. Raw data and exponential fit for ramps 4 and 5 ($\beta = 80.13$) (based on @Risk)

Bild 2. Rohdaten und Exponentialfunktion für die Rampen 4 und 5 ($\beta = 80.13$) (Basis @Risk)

3.3 Certain input parameters

Based on the model concept and the measurements, some parameters are constant within one year and for all cycles. These are production and haulage rates, the haulage routes and distances as well as some certain cycle time components.

The basis for haulage is the yearly production. The tonnes produced are less compared to the tonnes that have to be hauled because some material is hauled twice, first to an ore pass and then from the ore pass to the crusher. For instance, a total of 1,512,231 t of ore is hauled but only 1,225,000 t are produced in 2014. The situation for waste rock is similar, but the hauled tonnes are further influenced by backfill.

It is impossible to predict the routes where the 3-axle and 4-axle trucks are utilized. For this reason, the average truck load is used because four trucks of both types are available. The model considers an average truck load of 29.5 t for zinc ore, 28 t for copper ore and 27 t for waste rock.

In order to calculate the truck travel times, based on the speed values for flat and inclined section, every single haulage route is subdivided accordingly. But not all distances are constant over the time. Some distances from production and development areas will increase by 150 m/a. The loading time at ore passes varies only minor and the mean value of 90 s is used in case of chute loading. Loading by an LHD or wheel loader at ore passes and on surface is assumed to be constant 150 s (4). Wide variations should not occur because the material is available in short distance. The time for dumping into the crusher shows very little variation and the mean value of 75 s is used for every cycle. The waiting time is neglected since the waiting time of 20 s occurred in only one out of 19 measurements.

3.4 Uncertain input parameters

The uncertain parameters are those which show a high variation. These are influenced by the interaction of trucks and could be simulated dynamically by use of appropriate software, which is not part of this investigation.

The model uses the MS Excel add-in @Risk to perform Monte Carlo simulations for the uncertain parameter and identify the most probable outcome. Broad distribution in the measurements

um 150 m/a. Die Ladezeit an Rolllöchern variiert nur gering und der Mittelwert von 90 s wird im Fall von Schurren angewendet. Die Zeit für die Beladung von Fahrladern oder Radladern wird als konstant mit 150 s angenommen (4). Da das Material auf kurze Distanz zur Verfügung steht, sollten die Abweichungen gering sein. Für die Entladezeit in den Brecher ergibt der Mittelwert 75 s. Wartezeiten werden dabei vernachlässigt, da nur bei einer von 19 Messungen eine Wartezeit von 20 s auftrat.

3.4 Variable Input-Parameter

Die variablen bzw. unsicheren Parameter sind die, die eine hohe Streuung aufweisen. Diese sind auf die Beeinflussung der LKW untereinander zurückzuführen und könnten dynamisch mit entsprechender Software simuliert werden, was jedoch nicht Teil dieses Beitrags ist.

Das vorliegende Modell basiert auf Monte Carlo-Simulationen für die variablen Parameter, die durch das MS Excel Add-in @Risk durchgeführt werden.

Auf Grund breiter Streuungen in den Messwerten werden folgende Parameter als variabel angesehen: Wartezeiten in den Rampen und auf dem 800 m-Level durch das Ampelsystem, Ladezeiten und Wartezeiten auf den Produktionslevels und in den Streckenvortrieben sowie Wartezeiten für die Beladung an Rolllöchern.

Die Art der Unsicherheit muss dabei durch verschiedene Wahrscheinlichkeitsverteilungen spezifiziert werden. Die Verteilung definiert die Bereiche der möglichen und die Wahrscheinlichkeit des Auftretens bestimmter Werte (5). Basierend auf dieser Verteilung werden die Werte zufällig für jede Iteration gewählt. Die Ergebnisse mehrerer Iterationen lassen sich dann in einem Histogramm darstellen, das alle möglichen Simulationsergebnisse enthält.

Anhand des Beispiels der Dauer der Verkehrsunterbrechungen in den Rampen 4 und 5 wird die Vorgehensweise nun erläutert. Als Input dienen die Rohdaten der Messungen. Diese werden durch eine Exponentialfunktion ersetzt, die zwar zu geringeren Werten zwischen 0 s und 85 s, aber danach zu höheren Werten führt (Bild 2). Generell beschreibt die Exponentialfunktion die Stillstände sehr gut.

Die Exponentialfunktion ist nun die Grundlage für die Iterationen. Die Stillstandszeiten in den Rampen 4 und 5 werden dementsprechend zufällig gewählt. So dient die Verteilungsfunktion als Input und der Output sind die simulierten Stillstandszeiten. Bild 3 stellt die resultierenden Zeiten für 1.000 Iterationen dar.

Die Exponentialfunktion verläuft asymptotisch gegen unendlich und resultiert somit in unangemessen hohen Werten. Aus diesem Grund sind zusätzliche Maximalwerte, basierend auf den gemessenen maximalen Stillstandszeiten, angenommen, um den Bereich möglicher Werte zu begrenzen. Zum Beispiel liegt das Maximallevel für mögliche Stillstandszeiten in dem vorliegenden Fall bei 600 s. Diese Vorgehensweise ist für alle unsicheren Werte notwendig. Zusammen mit den konstanten Input-Parametern ergeben sich somit Zykluszeiten für jedes der 35 verschiedenen Reviere bzw. Produktionslevels.

3.5 Überprüfung und Validierung des Modells

Die gemessenen Fahrzeiten von einem bestimmten Produktionslevel variieren, obwohl nur die eigentliche Fahrzeit berücksichtigt wird und alle Stillstände bereits abgezogen sind. Folglich wird die

indicates that the following variables are uncertain: Stop times in ramps and at the 800 m level due to traffic lights; loading time at production areas and development drifts; waiting time for loading at production areas and development drifts; waiting time for loading at ore passes.

The nature of the uncertainty has to be specified by a probability distribution. The distribution defines the range of possible values and its likelihood of occurrence (5). Based on the probability distribution these values are randomly selected in each iteration. The results of some iterations can be summarized in a histogram, showing all possible simulation outcomes.

An example of these procedures is explained in the following for traffic light disturbances in ramps 4 and 5. The input is the raw data and the cumulative frequency visualize that the exponential distribution results in lower values between 0 s and 85 s (Figure 2). After that it results in higher values compared to the input. Generally, the exponential probability function describes the stop time very well.

This exponential distribution is the basis of the iterations. The stop times in ramps 4 and 5 are then randomly selected. Thus, the distribution is the input and the stop times are the output of the simulation. Figure 3 illustrates the resulting stop times of 1,000 iterations.

The exponential distribution is asymptotically tending to infinity resulting in unreasonable high values. For this reason, maximum truncation limits are set for each distribution to limit the domain. These limits are assumed, but based on the maximum measured stop times. For instance, the truncation limit for ramps 4 and 5 is assumed to be 600 s. This procedure is applied for all uncertain input parameters. It is combined with the certain input parameters to simulate the cycle times for every mining area and development drift, which are a total of 35 locations.

3.5 Model verification and validation

The measured travel times from a certain area vary although only the actual driving times are considered. Therefore, the truck speed must be influenced by external conditions. The comparison of the measured and modelled travel times indicates that the estimated speed values can be applied for both truck types. The modelled travel times deviate from the measured ones and are generally higher (Table 3). It is worth noting that the model assumes always maximum distances for a certain area.

The simulated cycle times from the exploration drift Dalby to the crusher match best with the measured ones. The maximum measured value is 58 min and 96% of the simulated values are smaller than this. The minimum values are both 36.7 min. The simulation mean of 47,32 min is only 3% shorter than the measured mean of 48,83 min.

3.6 Model results

The assessed time period include the years 2014 to 2025. For every year two simulations were conducted with 1,000 iterations each, one with normal and one with double traffic disturbance times. The basic results of the simulation for 2014 are shown in Figure 4. Even the maximum values do not exceed the available time of 38,433 h. The utilization of the truck fleet results in 83% for the year 2014 considering the mean value of 31,961 h.

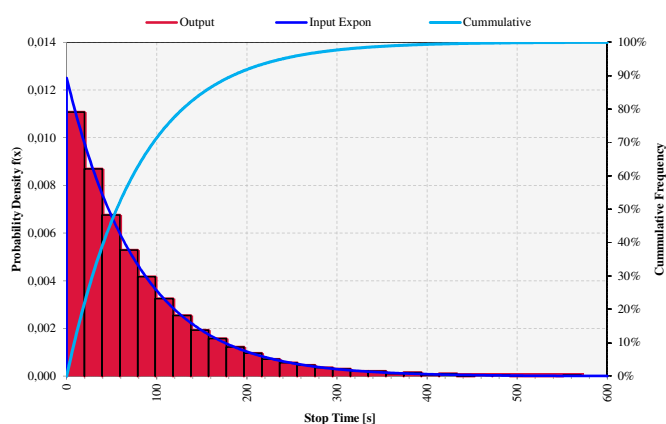


Fig. 3. Results of stop times in ramps 4 and 5 (1,000 iterations) (based on @Risk)

Bild 3. Ergebnisse der Stillstandszeiten in den Rampen 4 und 5 (1.000 Iterationen) (Basis @Risk)

Fahrgeschwindigkeit durch andere externe Faktoren beeinflusst. Der Vergleich zwischen den gemessenen und modellierten Fahrzeiten zeigt, dass die berechneten Fahrgeschwindigkeiten für beide LKW-Typen verwendet werden können. Die modellierten Fahrzeiten weichen von den gemessenen ab und sind generell höher (Tabelle 3). Wichtig ist in dem Zusammenhang, dass das Modell immer von den maximal möglichen Distanzen ausgeht.

Die simulierten Zykluszeiten weisen ebenfalls eine gute Übereinstimmung mit den gemessenen auf. Z.B. ergibt sich die maximal gemessene Zykluszeit von der Explorationsstrecke Dalby zum Brecher zu 58 min und 96% der simulierten Werte liegen darunter. Sowohl die gemessene als auch die simulierte minimale Zeit ergibt sich zu 36,7 min. Der Mittelwert der Simulation beträgt 47,32 min und ist somit nur rd. 3% kürzer als der gemessene Mittelwert von 48,83 min.

3.6 Modellergebnisse

Der betrachtete Zeitraum erstreckt sich von 2014 bis 2025. Für jedes Jahr wurden zwei Simulationen mit jeweils 1.000 Iterationen durchgeführt, eine für normale und eine für doppelt so hohe Verkehrsstörungen. Das Ergebnis für die gesamte Förderzeit der Flotte ist in Bild 5 dargestellt. Sogar der Maximalwert überschreitet nicht die verfügbare Zeit von 38.433 h. Die Ausnutzung der Flotte ergibt sich zu 83% für das Jahr 2014, bei einem Mittelwert von 31.961 h.

Bild 5 veranschaulicht die Simulationsergebnisse von 2014 bis 2025. Die 99%-Linie kennzeichnet dabei, dass 99% der simulierten Werte größer als dieser Wert oder gleich sind. So können extreme Abweichungen nach oben unberücksichtigt bleiben. Die üblicherweise bei einer Normalverteilung verwendeten σ -Level

	Mean values [min]		Deviation from measurement	
	Measurement	Model	Absolute [min]	Relative
Dalby	14.27	14.43	0.16	1%
M40	2.97	3	0.03	1%
Ny 1130 level 0	11.21	11.61	0.4	4%
Ny 1130 level 6	7.08	11.61	4.53	64%
Bu 1300 level 7	10.35	12.3	1.95	19%

Table 3. Comparison travel time empty
Tabelle 3. Vergleich der Fahrzeiten (leer)

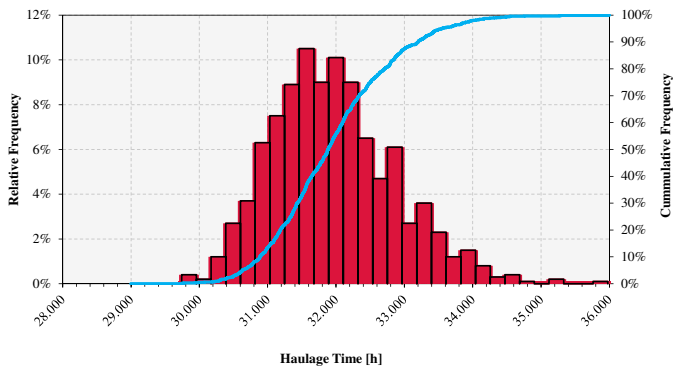


Fig. 4. Histogram of simulated haulage times 2014 (1,000 values) (based on @Risk)
Bild 4. Ergebnis der Simulation der Förderzeiten im Jahr 2014 (1.000 Werte) (Basis @Risk)

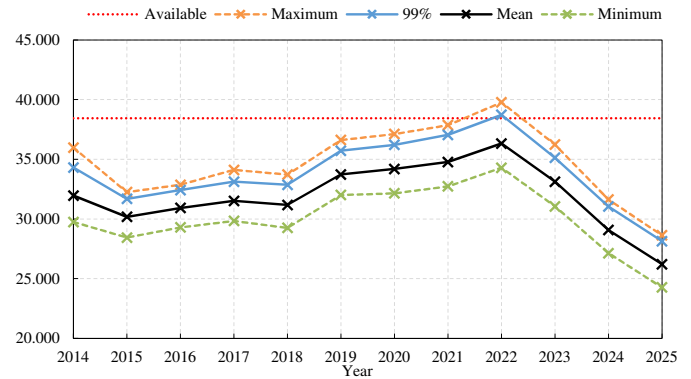


Fig. 5. Simulation results of normal traffic disturbance time
Bild 5. Ergebnis der Simulation der Störungszeiten

Figure 5 illustrates the simulation results of the period from 2014 to 2025. The 99 % line indicates that 99 % of the simulated values are equal or smaller than that. This value is included to eliminate outliers on the upper sight of the distribution and to be able to assess the haulage time in addition to the mean values. The usual σ approach for a normal distribution is not applicable because the histograms show that the distribution is not normal, but positive skewed. Furthermore, the outliers to the lower sight of the distribution are not relevant.

Considering the mean values of the normal scenario, the utilization of the truck fleet drops from 83 % in 2014 to 79 % in 2015, due to the new ore passes which minimize the loading time significantly. It increases slightly to 82 % in 2017, drops to 81 % in 2018 because of a lower production, rises again to the maximum of 95 % in 2022 and then decreases.

3.7 Discussion and limitations

The model is based on yearly production figures from each area and assumes a constant flow of material over the year. Consequent effects are that the capacities and filling level of the ore passes are neglected and that the actual haulage capacity for a shorter period, like shifts or days, can of course be much higher. To account for possible loading issues an availability factor of 90 % is introduced to lower the available time.

This model does not take ventilation issues into account. However, these could have an impact on the number of trucks allowed to operate in a specific area and ramp.

Furthermore, the simulation is based on measured times and these are only a snap shot of the situation during two morning shifts. The traffic disturbance of trucks highly depends on the available material and the location. The less locations are available for loading the higher the disturbance will be and vice versa. The standard in mine planning is, to have at least four stopes in production at the same time, thus the number of available loading locations will not change substantially in the long run (6).

The fact that stop times in the morning shift are assumed for every shift, will raise the haulage time beyond the actual level. During the morning shift, the stop times are supposed to be the longest because the most people are working on this shift and the traffic by cars and other machines is the highest. Neverthe-

können hier nicht angewendet werden, da das Histogramm eine positive Neigung aufweist. Darüber hinaus sind Abweichungen nach unten nicht von Bedeutung.

Bei Betrachtung der Mittelwerte des normalen Szenarios zeigt sich, dass die Ausnutzung der LKW-Flotte von 83 % im Jahr 2014 auf 79 % im Jahr 2015 fällt, da neue Rolllöcher in Betrieb gehen und die Ladezeit somit signifikant reduziert werden kann. Die Ausnutzung steigt geringfügig auf 83 % im Jahr 2017 und fällt zunächst auf 81 % im Jahr 2018 auf Grund kurzfristig geringerer Produktionszahlen. Sie steigt dann bis zum Jahr 2022 auf ein Maximum von 92 % und sinkt anschließend ab.

3.7 Diskussion und Einschränkungen

Das Modell basiert auf jährlichen Produktionszahlen von jedem Produktionslevel und nimmt einen konstanten Materialfluss über das Jahr an. Somit werden zum Einen die Kapazitäten und Füllstände der Rolllöcher vernachlässigt, zum Anderen kann die kurzfristige Ausnutzung der Transportleistung, z.B. in Schichten oder Tagen, viel höher liegen. Um verschiedene Ladeprobleme einzubeziehen, ist die Verfügbarkeit der Flotte auf 90 % der theoretischen Zeit reduziert.

Des Weiteren wird die Bewetterung nicht betrachtet. Sie kann aber einen großen Einfluss auf die erlaubte Anzahl von Fahrzeugen für bestimmte Strecken haben.

Das gesamte Modell basiert auf den gemessenen Daten, die nur die Situation während zweier Frühschichten darstellen. Die Beeinflussung der LKW untereinander hängt maßgeblich vom verfügbaren Material und der Anzahl der Ladestellen ab. Je weniger Ladestellen verfügbar sind, desto höher werden die Stillstandszeiten sein. Da die Planung vorsieht, immer mindestens vier verschiedene Weitungen in Produktion zu haben, sollte die Anzahl der verfügbaren Ladestellen in Zukunft nicht stark variieren (6).

Die Tatsache, dass die Stillstandszeiten während der Frühschichten gemessen und für alle anderen Schichten angenommen werden, wird die simulierte Förderzeit über das tatsächliche Niveau hinaus erhöhen. Während der Frühschichten sind die Stillstandszeiten am höchsten, da zu dieser Zeit die meisten Personen im Bergwerk arbeiten und die Anzahl anderer Fahrzeuge am größten ist. Generell hat sich gezeigt, dass Unterbrechungen durch andere Fahrzeuge in rd. 20 % der Fälle auftreten. Die Unterbrechung durch die LKW wird in allen Schichten gleich sein, da immer acht LKW eingesetzt werden. Des Weiteren erhöhen die konservativen

less, during the measurement only 20 % of the disturbances were caused by cars. Most of the time trucks were responsible and a car was driving behind it, or a truck followed a car. This implies that trucks have the highest impact on disturbances and this will be the same in all shifts because the same number of trucks is operated in every shift.

In addition, the conservative assumptions that all the waste rock below the 800 m level is hauled to the crusher and the distances from production levels is always considered as maximal raises the estimated haulage time.

4 Conclusion

4.1 Constraints in the system today

The crushing plant directly limits the hoisting capacity of copper ore to around 180 t/h because decoupling of crushing and hoisting is missed instead of usually 300 t/h. But the plant is currently able only to manufacture 40 t/h of copper ore. Hauling does not constrain the mine production in 2014. The truck fleet is only utilized by about 83 %, considering the most likely scenario. Despite the conservative assumptions that disturbance times for morning shifts are used for all shifts, the distances are always assumed to be maximal and all the waste rock below the 800 m level is hauled to the crusher. Even a doubling in the disturbance times results in a utilization of 89 %. In addition, the required haulage time is most sensitive to truck waiting times prior to loading and this time can be reduced by better planning to prevent a queuing of trucks.

4.2 Constraints in the system in the future

The crushing plant is only a constraint as long as the new copper plant, utilizing an autogenous mill, is not available. Then the current extensive crushing will not be required anymore and both the crushing and hoisting capacity will be 300 t/h for all material types.

Hauling is not a constraint in the near future. The haulage time will even decrease after 2014, because of the shorter loading time at three new ore passes in the main production areas below the 800 m level. The utilization of the truck fleet is 79 % in 2015. It increases until 2022, but never exceeds the available time, not even in the double disturbance time scenario.

The production of ore will increase from around 1.25 mt/a to 1.5 mt/a in 2022, but at the same time the amount of waste rock is constantly reduced. Therefore, the total amount of ore and waste rock, which has to be hauled, only increases by 2 % until 2022. After then the production of ore and waste rock decreases significantly since more and more areas are mined out, which results in a lower required haulage time. Despite the advancing depth and distance, the needed haulage time only increases by 11 % compared with 2014.

Annahmen, dass die gesamten Berge unterhalb des 800 m-Levels zum Brecher transportiert und alle Distanzen als maximal angenommen werden, die berechnete Förderzeit zusätzlich.

4 Abschließende Bewertung

4.1 Begrenzungen im gegenwärtigen System

Die übertägige Brecheranlage verringert die Förderkapazität des Schachtes bei Kupfererz auf 180 t/h anstatt der üblichen 300 t/h auf Grund der fehlenden Entkopplung des Schachtes mit der Brecheranlage. Die Aufbereitungsanlage kann z.Zt. nur 40 t/h verarbeiten. Die LKW-Förderung wird die Produktion im Jahr 2014 nicht begrenzen, da die Auslastung im Mittel nur bei 83 % liegt. Selbst eine Verdopplung der Verkehrsstörungen führt nur zu einer Ausnutzung von 89 %. Außerdem ist die benötigte Förderzeit am stärksten von der Wartezeit zur Beladung abhängig und diese kann durch bessere Planung reduziert werden.

4.2 Begrenzungen im zukünftigen System

Die übertägige Brecheranlage ist nur eine Begrenzung, solange die neue Aufbereitungsanlage für Kupfer, die eine Autogenmühle enthält, noch nicht verfügbar ist. Die gegenwärtig aufwändige Zerkleinerung ist dann nicht mehr notwendig und sowohl die Brech- als auch die Förderleistung des Schachtes werden dann 300 t/h für jedes Material betragen.

Die Förderung wird auch in naher Zukunft die Produktion nicht begrenzen. Die benötigte Förderzeit wird nach 2014 zunächst abnehmen, da im Jahr 2015 drei neue Rolllöcher in den Hauptabbaugebieten unter dem 800 m-Level in Betrieb gehen. Die Ausnutzung der Flotte wird dann 79 % betragen und bis zum Jahr 2022 ansteigen, aber niemals die verfügbare Zeit überschreiten – auch nicht in dem Szenario mit verdoppelten Verkehrsunterbrechungen.

Zwar wird die Förderung von Erz von 1,25 Mio. t auf rund 1,5 Mio. t im Jahr 2022 ansteigen, gleichzeitig reduziert sich jedoch die Bergemenge. Aus diesem Grund steigt die Gesamtmenge an zu förderndem Material nur um 2 % bis zum Jahr 2022. Danach nimmt die Produktion konstant ab, weil mehr und mehr Erzkörper abgebaut sind. Trotz der zunehmenden Teufe und Distanzen erhöht sich die benötigte Förderzeit nur um 11 % im Vergleich zum Jahr 2014.

References / Quellenverzeichnis

- (1) Owen, M. & Meyer, L., 2013: LUNDIN MINING NI 43-101 Technical Report for the Zinkgruvan Mine, Central Sweden, s.l.: Wardell Armstrong LLP.
- (2) OEE Industry Standard, 2011: OEE Industry Standard. <http://oeeindustrystandard.oeeoundation.org> (accessed 2013).
- (3) Palisade Corporation, 2013. Users Guide: @Risk Risk Analysis and Simulation Add-In for Microsoft Excel. 6 ed. Ithaca: s.n.
- (4) Öhlin, B., 2014: Process Control Zinkgruvan Mining AB (Interview, January-February 2014).
- (5) Larsaeus, J., 2014: Project Manager Zinkgruvan Mining AB (Interview, January-February 2014).
- (6) Hansen-Haug, J., 2014: Superintendent Mine Planning Zinkgruvan Mining AB (Interview, January 2014).

Author / Autor

Daniel Schäfer M. Sc., Institute of Mining Engineering I (BBK I), Rheinisch-Westfälische Technische Hochschule (RWTH) Aachen, Aachen/Germany