دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکدهٔ مهندسی معدن و ژئوفیزیک

پایان نامه دورهٔ کارشناسی ارشد

عنوان :

طراحی و شبیه سازی سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون اهر

استاتید راهنما :

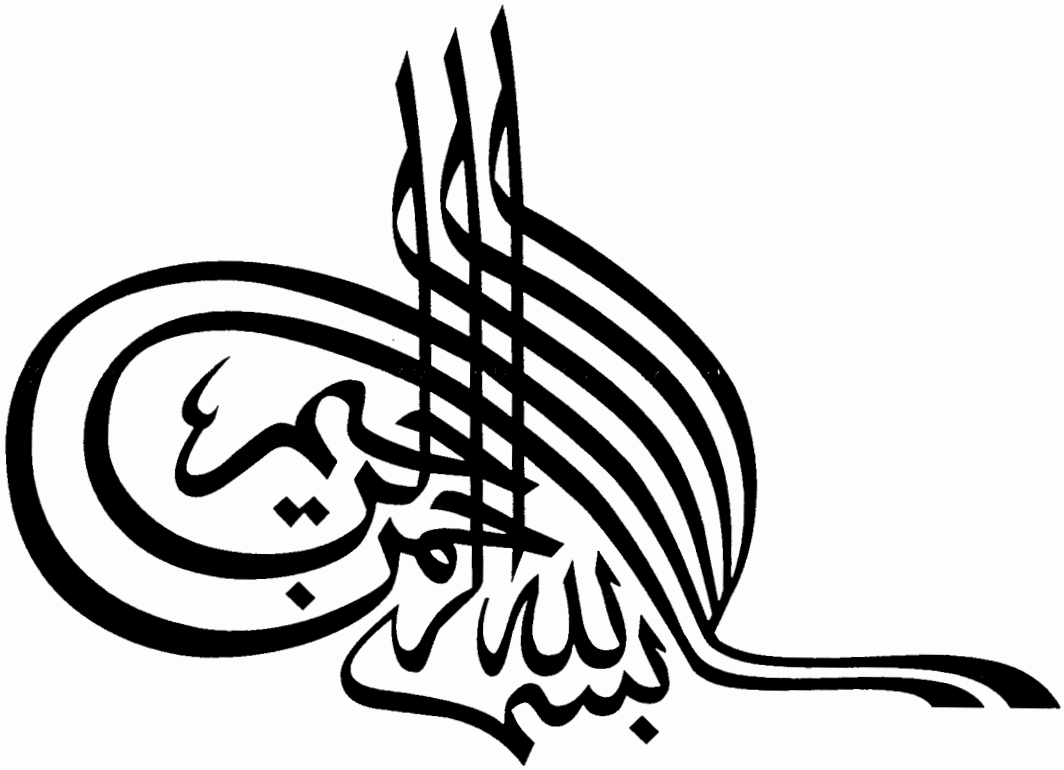
دکتر سید رحمان ترابی

دکتر حمید میرعابدینی

نگارش :

محمد رضا حسنی

بهار ۱۳۸۳


بسم الله الرحمن الرحيم

سپاس و قدردانی

بدینوسیله از اساتید راهنمای بزرگوارم ، جناب آقای **دکتر میرعابدینی** و جناب آقای **دکتر ترابی** به خاطر راهنمائیهای ارزندهٔ شان در طول مدت انجام این پروژه و زحمات فراوانی که متحمل گردیده اند ،تشکر و قدردانی می نمایم و از خداوند منان آرزوی عمری پربار برای این عزیزان ، دارم .

همچنین از آقایان **مهندس حیدری** و **مهندس رضایی** از مجتمع مس سونگون و **مهندس کیوانیان** از شرکت مهندسی اولنگ و اعضای محترم کتابخانهٔ دانشگاه شاهرود و سایر عزیزانی که مرا یاری نمودند ،کمال تقدیر و تشکر را دارم .

چکیده :

در معادن روباز مجموع هزینه های مربوط به بخش بارگیری و باربری بیشتر از ۵۰٪ هزینه های یک معدن را به خود اختصاص می دهند . همچنین بدلیل افزایش قیمت ماشین آلات معدنی و بالا بودن هزینه های سرویس و نگهداری آنها دیگر صلاح نیست که سیستم حمل و نقل براساس روشهای تجربی و قدیمی طراحی گردد زیرا این روش طراحی باعث اتلاف وقت مفیدکاری و کاهش راندمان کاری تجهیزات بارگیری و باربری و افزایش سرمایه گذاری اولیه و هزینه های عملیات خواهد شد .

همچنین هزینه های عملیات بارگیری کامیونها در معادن سطحی به تنهایی بین یک سوم تایک چهارم هزینه های استخراجی می باشد که این میزان به نسبت باطله برداری به ازاء هرتن مادهٔ معدنی و متوسط فاصله باربری بستگی دارد . هزینه های سرمایه گذاری اولیهٔ هرکامیون نیز بین ۰/۵ تا ۲/۵ میلیون دلار یا بیشتر است که این خود بستگی به اندازهٔ کامیون دارد. بنابراین تعداد و نوع کامیون خریداری شده و هزینه های عملیاتی آنها تأثیر مهمی در سوددهی معدن خواهد داشت .

هدف از این تحقیق، انتخاب نوع ناوگان و تعیین حجم بهینهٔ ناوگان حمل و نقل معدن مس سونگون می باشد، بنابراین با استفاده از نرم افزار شبیه سازTALPAC ، سیستم بارگیری و باربری طی چندمرحله شبیه سازی گردیده و با توجه به مسیرکامیون ها و سرعت کامیون ها و مقدار تولید معدن، حداقل تعداد کامیون و شاول مورد نیاز و بهترین و اقتصادی ترین نوع ماشین آلات، برای رسیدن به تولید مورد نیاز، تعیین گردید. دراین تحقیق سه ناوگان با ظرفیتهای متفاوت در شش سال اول بهره برداری از معدن مورد شبیه سازی قرارگرفته ودرنهایت مشخص گردید که ناوگان دوم یعنی شاولهای با ظرفیت جام ۱۰/۶ مترمکعبی وکامیونهای ۱۰۹ تنی از دوناوگان انتخابی دیگر اقتصادی تر بوده، بنابراین این ناوگان جهت اجرای عملیات بارگیری و حمل و نقل معدن مس سونگون پیشنهاد گردید، همچنین تعداد شاول وکامیون موردنیاز معدن درشش سال اول بهره برداری تعیین گردید .

فهرست مطالب

عنوان **صفحه**

فصل اول : اطلاعاتی دربارهٔ معدن مس سونگون اهر

*مقدمه ۲
۱ـ۱ـ موقعیت جغرافیایی معدن مس سونگون اهر ۴
۱ـ۲ـ راههای دسترسی به معدن ۶
۱ـ۳ـ تاریخچهٔ بهره برداری و مطالعات اکتشافی از کانسار مس سونگون..... ۶
۱ـ۴ـ زمین شناسی منطقه ۷
۱ـ۵ـ زون بندی قائم کانسار مس سونگون..... ۷
۱ـ۵ـ۱ـ زون فروشسته یا هوازده..... ۸
۱ـ۵ـ۲ـ زون سوپرژن یا ثانویه ۸
۱ـ۵ـ۳ـ زون هایپوژن یا اولیه ۱۰
۱ـ۶ـ توپوگرافی منطقه ۱۱
۱ـ۷ـ ظرفیت تولید سالیانه و میزان باطله برداری سالیانه ۱۱
۱ـ۸ـ مشخصات پیت..... ۱۳
۱ـ۸ـ۱ـ شیب کلی معدن ۱۳
۱ـ۸ـ۲ـ مشخصات پله های استخراجی ۱۳
۱ـ۹ـ محل و روش دپوی باطله ۱۵
۱ـ۱۰ـ نوع و محل سنگ شکن های اولیه ۱۶
۱ـ۱۱ـ وضعیت فعلی پروژه مس سونگون ۱۹
۱ـ۱۲ـ وضعیت فعلی سیستم بارگیری و باربری معدن ۱۹

فصل دوم : روشهای طراحی سیستم بارگیری و باربری

الف ـ روش کلاسیک طراحی سیستم بارگ‌یری و باربری

۲ـ۱ـ آشنایی با روش طراحی کلاسیک سیستم بارگیری و باربری..... ۲۱
۲ـ۲ـ تعیین تعداد ماشین آلات بارگیری ۲۱
۲ـ۳ـ تعیین تعداد ماشین آلات حمل و نقل..... ۲۳
۲ـ۳ـ۱ـ روش سیکل زمانی ۲۳
۲ـ۳ـ۲ـ روش هزینه ها ۲۵
۲ـ۳ـ۳ـ روش بهره وری ۲۶

فهرست مطالب

عنوان **صفحه**

ب ـ روش طراحی کامپیوتری سیستم بارگیری و باربری

۲ـ۴ـ شبیه سازی کامپیوتری ۲۸
۲ـ۴ـ۱ـ مدلسازی ۲۸
۲ـ۴ـ۲ـ گذر زمان در مدلهای شبیه سازی ۲۹
۲ـ۵ـ مراحل شبیه سازی کامپیوتری ۲۹
۲ـ۶ـ مزایای بکارگیری شبیه سازی کامپیوتری ۳۱
۲ـ۷ـ کاربرد شبیه سازی کامپیوتری در طراحی سیستم بارگیری و باربری معدن ۳۲
۲ـ۷ـ۱ـ بکارگیری شبیه سازی کامپیوتری در سیستم حمل و نقل ۳۳
۲ـ۷ـ۲ـ تعیین حجم بهینهٔ ناوگان بارگیری و حمل در معادن روباز ۳۴
۲ـ۸ـ موارد دیگر کاربرد شبیه سازی کامپیوتری در معادن ۳۶

فصل سوم : مروری برنرم افزار شبیه ساز TALPAC

۳ـ۱ـ مقدمه ای بر TALPAC ۳۸
۳ـ۲ـ کاربردهای TALPAC ۳۸
۳ـ۳ـ اجزاء سیستم حمل و نقل ۳۹
۳ـ۳ـ۱ـ سیکل بارگیری و حمل ۴۰
۳ـ۳ـ۲ـ نوع مواد ۴۱
۳ـ۳ـ۳ـ مشخصات شیفت کاری ۴۲
۳ـ۳ـ۴ـ الگوی لودر ۴۳
۳ـ۳ـ۵ـ الگوی کامیون ۴۴
۳ـ۴ـ محاسبات TALPAC ۴۵
۳ـ۴ـ۱ـ آنالیز تولید ۴۵
۳ـ۴ـ۲ـ اساس محاسبات TALPAC ۴۶
۳ـ۴ـ۳ـ بهینه سازی ۴۸
۳ـ۴ـ۴ـ آنالیز بارگیری ۴۹
۳ـ۴ـ۵ـ جدول نتایج ۴۹
۳ـ۴ـ۶ـ خروجی TALPAC ۴۹

فهرست مطالب

عنوان **صفحه**

فصل چهارم : طراحی تجربی یا کلاسیک سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون

۴ـ۱ـ محاسبهٔ تعداد ماشین آلات بارگیری و باربری (ناوگان اول) ۵۱
۴ـ۱ـ۱ـ محاسبهٔ ظرفیت تولید سیستم بارگیری ۵۱
۴ـ۱ـ۲ـ محاسبهٔ تعداد شاول مورد نیاز ۵۳
۴ـ۱ـ۳ـ محاسبهٔ ظرفیت تولید کامیون ۵۳
۴ـ۱ـ۴ـ محاسبهٔ تعداد کامیون مورد نیاز معدن (ناوگان اول) ۵۵
۴ـ۲ـ محاسبهٔ تعداد ماشین آلات بارگیری و حمل (ناوگان دوم) ۵۵
۴ـ۲ـ۱ـ محاسبهٔ ظرفیت تولید هر شاول ۵۵
۴ـ۲ـ۲ـ محاسبهٔ تعداد شاول مورد نیاز معدن ۵۶
۴ـ۲ـ۳ـ محاسبهٔ ظرفیت تولید کامیون ۵۶
۴ـ۲ـ۴ـ محاسبهٔ تعداد کامیون مورد نیاز معدن(ناوگان دوم) ۵۷
۴ـ۳ـ بررسی و مقایسهٔ دو ناوگان ۵۷

فصل پنجم : شبیه سازی سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون

۵ـ۱ـ هدف از شبیه سازی ۵۹
۵ـ۲ـ مبانی شبیه سازی سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون ۵۹
۵ـ۲ـ۱ـ مبانی فنی ۶۰
۵ـ۲ـ۱ـ۱ـ تولید سالیانه و برنامه ریزی تولید ۶۰
۵ـ۲ـ۱ـ۲ـ میزان باطله برداری سالیانه ۶۳
۵ـ۲ـ۱ـ۳ـ مشخصات پله های استخراجی ۶۳
۵ـ۲ـ۱ـ۴ـ جاده های باربری ۶۳
۵ـ۲ـ۱ـ۵ـ وزن مخصوص ۶۴
۵ـ۲ـ۱ـ۶ـ ضریب تورم و وزن مخصوص نابرجای سنگ ۶۴
۵ـ۲ـ۱ـ۷ـ تعداد شیفت کاری ۶۵
۵ـ۲ـ۱ـ۸ـ مسافتهای حمل باطله و مادهٔ معدنی ۶۵
۵ـ۲ـ۱ـ۹ـ انتخاب نوع ماشین آلات بارگیری و باربری ۶۹
۵ـ۲ـ۲ـ مبانی اقتصادی ۷۳

فهرست مطالب

عنوان **صفحه**

۵ـ۲ـ۲ـ۱ـ هزینه های سرمایه ای ماشین آلات بارگیری و باربری ۷۳

۵ـ۲ـ۲ـ۲ـ هزینه های عملیاتی تجهیزات بارگیری و باربری ۷۴

۵ـ۳ـ شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل معدن مس سونگون ۷۶

۵ـ۳ـ۱ـ شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل مادهٔ معدنی در سال اول (ناوگان اول) ۷۷

۵ـ۳ـ۲ـ شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل باطله در سال اول (ناوگان اول) ۸۱

۵ـ۳ـ۳ـ شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل مادهٔ معدنی در سال اول (ناوگان دوم) ۸۴

۵ـ۳ـ۴ـ شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل باطله در سال اول (ناوگان دوم) ۸۷

۵ـ۴ـ نتایج نهایی شبیه سازیهای انجام شده در سال اول بهره برداری ۹۰

۵ـ۵ـ شبیه سازی سیستم باربری بوسیلهٔ ناوگان اول در سال دوم تا ششم بهره برداری..... ۹۱

۵ـ۶ـ شبیه سازی سیستم بارگیری وحمل بوسیله ناوگان دوم ازسال دوم تاششم بهره برداری..... ۹۱

۵ـ۷ـ نتایج نهایی حاصل از شبیه سازیهای انجام شده در شش سال اول بهره برداری ۹۲

فصل ششم : تجزیه و تحلیل نتایج حاصل از شبیه سازیها و مقایسهٔ دوناوگان ازنظر اقتصادی

۶ـ۱ـ محاسبهٔ هزینه های بارگیری و باربری توسط دوناوگان در شش سال اول بهره برداری ۹۴

۶ـ۲ـ مقایسهٔ هزینه های بارگیری و باربری توسط دوناوگان در شش سال اول بهره برداری ۹۶

۶ـ۳ـ تعیین حجم ناوگان بارگیری و باربری مورد نیاز معدن ۹۷

۶ـ۴ـ شبیه سازی سیستم بارگیری و باربری توسط ناوگان سوم..... ۹۸

نتیجه گیری ۱۰۰

فهرست منابع ۱۰۲

ضمائم ۱۰۴

فهرست اشکال وجداول

عنوان **صفحه**

شکل(۱-۱)نقشهٔ راههای اصلی دسترسی به معدن مس سونگون اهر ۵

شکل(۱-۲) زون بندی قائم کانسار مس سونگون..... ۹

شکل(۱-۳)سطح توپوگرافی معدن مس سونگون..... ۱۲

شکل(۱-۴) شکل نهایی پیت ۱۴

جدول(۱-۱) انتخاب محل و نوع سنگ شکن های اولیه ۱۷

شکل(۱-۵) نقشهٔ کلی معدن مس سونگون ۱۸

شکل(۲-۱) هزینه های معدنکاری و ترکیب هزینه های بارگیری و باربری ۲۶

جدول(۵-۱) برنامهٔ زمانبندی استخراج میان مدت برای شش سال اول بهره برداری ۶۲

جدول (۵-۲) مسافتهای حمل از سال اول تا ششم بهره برداری ۶۷

جدول(۵-۳) مسافتهای تعدیل شدهٔ حمل از سال اول تا ششم بهره برداری ۶۸

جدول(۵-۴) مسافتهای تعدیل شدهٔ حمل منتج از جدول (۵-۳) ۶۹

جدول(۵-۵)مقایسهٔ بین شاولهای کابلی و هیدرولیکی ۷۱

جدول(۵-۶)هزینه های سرمایه ای ماشین آلات..... ۷۳

جدول(۵-۷)هزینه های عملیاتی کامیونهای ۵۰و۱۲۰تنی..... ۷۵

جدول(۵-۸)مجموع هزینه های عملیاتی ماشین آلات..... ۷۶

شکل(۵-۱) تصویرشماتیک مسیرحمل مادهٔ معدنی و باطله در سال اول بهره برداری ۸۰

جدول(۵-۹) خلاصهٔ نتایج بدست آمده از شبیه سازیهای انجام شده در سال اول ۹۰

جدول(۵-۱۰) نتایج نهایی حاصل از شبیه سازی دوناوگان انتخابی در شش سال اول بهره برداری .. ۹۲

جدول (۶-۱) هزینه های باربری بوسیله دوناوگان در شش اول بهره برداری..... ۹۵

جدول(۶-۲) خلاصهٔ هزینه های بارگیری بوسیله دوناوگان درشش سال اول بهره برداری ۹۶

جدول(۶-۳)تعداد دستگاه بارگیری مورد نیاز در شش سال اول بهره برداری..... ۹۸

جدول (۶-۴) تعداد دستگاه باربری مورد نیاز در شش سال اول بهره برداری ۹۸

فصل اول

اطلاعاتی دربارهٔ معدن مس سونگون اهر

مقدمه :

امروزه به دلیل افزایش روزافزون قیمت ماشین آلات معدنی و بالا بودن هزینه های تعمیرو نگهداری آنها دیگر صلاح نیست سیستم بارگیری و باربری معادن به صورت تجربی طراحی گردد .

در روش تجربی با توجه به شرایط و نوع سینه کارهای استخراجی و فاصلهٔ بین شاولها و نقاط تخلیهٔ مواد معدنی به هر شاول تعدادی کامیون اختصاص می یابد. از این رو در این روش به علت عدم تخصیص بهینهٔ کامیونها و عدم دقت کافی در انتخاب تعداد و ظرفیت شاولها وکامیون های مورد نیاز، تجهیزات بارگیری و باربری بصورت بهینه انتخاب نگردیده و همچنین دارای زمان انتظار نسبتاً زیاد می باشند و از حداکثر توان آنها استفاده نخواهد شد بنابراین بهره وری ماشین آلات پایین آمده و سوددهی معدن کاهش می یابد.

با پیشرفت رشته های مختلف علمی از قبیل کامپیوتر، تحقیق در عملیات و مهندسی سیستمها ، از سال ۱۹۸۰ در کشورهای پیشرفته، حرکت بسوی طراحی بهینه و شبیه سازی سیستمهای بارگیری و باربری معادن آغاز گردیده است. بابکارگیری این روش می توان عملیات پیچیدهٔ معدنی را با صرف هزینهٔ کم، در مدت زمان کوتاهی مورد تجزیه و تحلیل قرارداد. در نتیجه طرحهای پیشنهادی را می توان بصورت کامپیوتری اجرا کرد و نتایج آنها را برای انتخاب طرح مناسب با هم مقایسه کرد. از این رو شبیه سازی کامپیوتری از کارآمدترین و پیشرفته ترین ابزار های تصمیم گیری، می باشد. لذا صاحبان و مدیران معادن می توانند از این روش در ارائه راهها و روشهای بهینه، جهت استفادهٔ مؤثر از منابع و کم کردن مقدار هزینه و بطور خلاصه افزایش بهره وری در تولید، استفاده کنند .

بارگیری و حمل مواد در معادن سطحی ،عامل بسیار مهمی در مقدار تولید می باشد. از این رو تعیین حجم بهینهٔ ناوگان حمل و نقل و استفادهٔ بهینه از آنها تأثیر چشمگیری در کاهش هزینه های سرمایه ای و عملیاتی و افزایش مقدار تولید خواهد داشت .

از این رو در این تحقیق سعی شده است با استفاده از پیشرفتهای صورت گرفته در این زمینه بوسیلهٔ شبیه سازی سیستم بارگیری و باربری معدن سونگون اهر، این سیستم به بهترین شکل و بالاترین بهره وری طراحی و انتخاب گردد .

تحقیق انجام گرفته شامل شش فصل است . در فصل اول به طور مختصر با معدن مس سونگون آشنا شده و در فصل دوم ، روشهای طراحی سیستم حمل و نقل که شامل روشهای طراحی کلاسیک و روش کامپیوتری می باشد را توضیح داده و در فصل سوم بانرم افزار شبیه ساز TALPAC ، آشنا می شویم .

عنوان بخش دوم این تحقیق طراحی و شبیه سازی سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون است که در فصل چهارم، سیستم حمل و نقل معدن سونگون بصورت کلاسیک یا تجربی، طراحی شده است و تعداد ماشین آلات مورد نیاز، به منظوررسیدن به تولید پیش بینی شده، با توجه به نوع وظرفیت شاولها و کامیونهای پیشنهاد شده توسط شرکتهای مشاور،تعیین شده است .

در فصل پنجم که عنوان آن طراحی و شبیه سازی سیستم حمل و نقل معدن مس سونگون است، اطلاعات دو نوع ناوگان مختلف با ظرفیتهای متفاوت، که توسط شرکتهای مشاور پیشنهاد شده اند، به همراه اطلاعات فنی و اقتصادی دیگر، وارد نرم افزار شبیه سازTALPAC شده و هریک از این ناوگانها طی چندین مرحله در سالهای اول تا ششم بهره برداری، در مسیرهای مورد نظر، شبیه سازی گردیده و براساس پارامترهای مختلف نظیر ،تعداد ناوگان حمل، ظرفیت ناوگان حمل ،سرعت انتقال و غیره، بهینه سازی این سیستم، انجام گرفته است. در فصل ششم، از تجزیه و تحلیل نتایج بدست آمده از شبیه سازی و بهینه سازی سیستم بارگیری و باربری بوسیلهٔ این دو

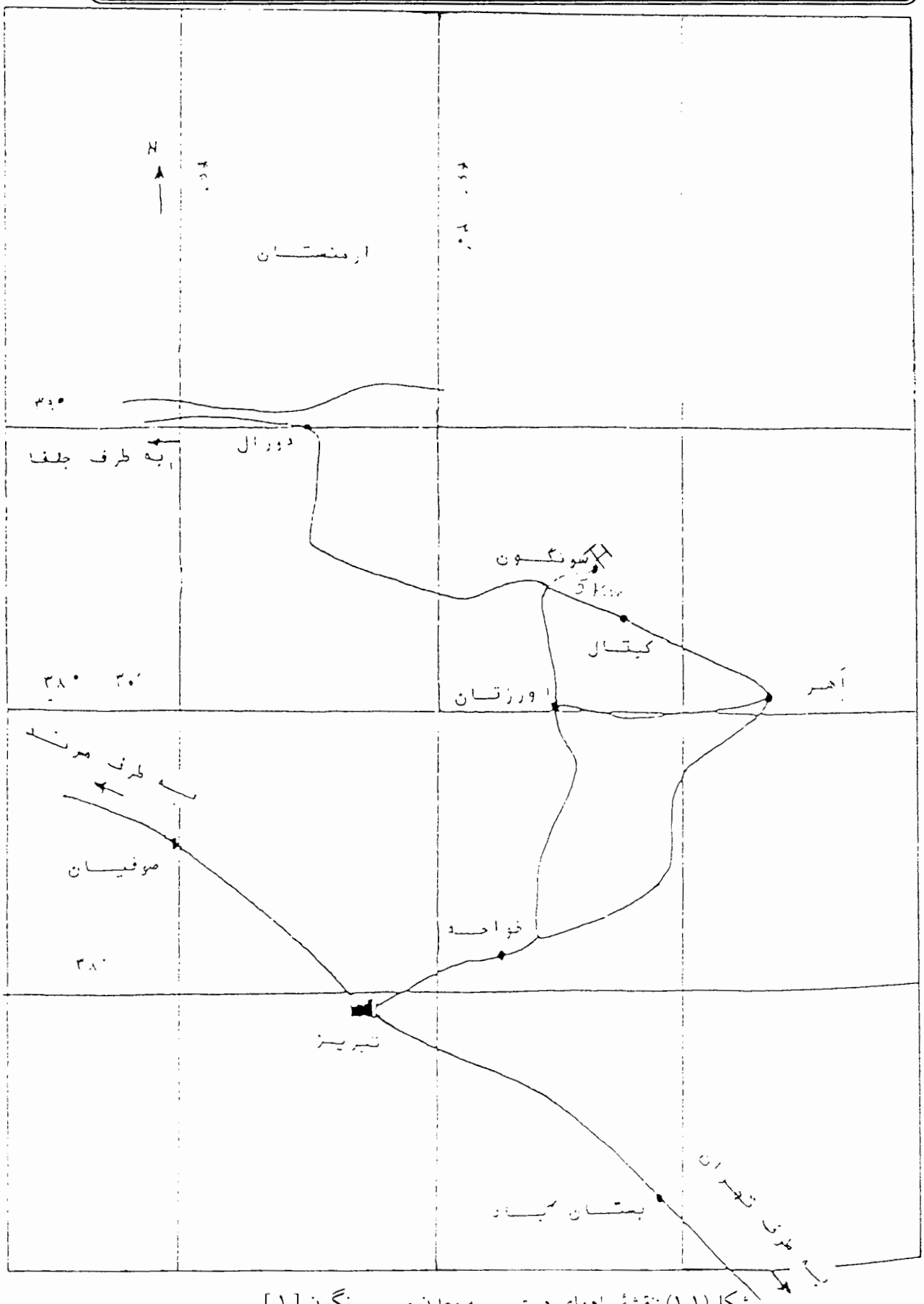
ناوگان، مقایسه ای از نظرفنی و اقتصادی بین این دو ناوگان صورت گرفته و همچنین این نتایج با نتایج طراحی تجربی، مقایسه شده است و در نهایت ناوگان مناسبت تر پیشنهاد شده است.

۱ـ۱ـ موقعیت جغرافیایی معدن مس سونگون اهر

معدن مس سونگون در مجاورت دهکده سونگون در شمال غرب شهرستان اهر در استان آذربایجان شرقی قراردارد (شکل۱ـ۱) . فاصله هوایی این معدن تا شهرستان اهر ۴۰ کیلومتر ، تا تهران ۵۲۵ کیلومتر و تا رود ارس (مرز ایران و جمهوری آذربایجان و ارمنستان) ۲۵ کیلومتر می باشد. این معدن درطول جغرافیایی 46°,43′ و عرض جغرافیایی 38°,43′ واقع شده است [۱].

توده سنگهای محدوده معدن دارای حداقل ارتفاع ۱۶۵۰ متر(در نقاط تقاطع رودخانه های سونگون چای و پاخرچای) و حداکثر ۲۳۷۵ متر در ارتفاعات غرب توده معدنی بوده و دامنه ای که کانسار در آن واقع شده دارای شیبی حدود ۳۰ تا ۴۰ درجه از غرب به شرق می باشد [۱] .

این کانساراز موقعیت استراتژیک نسبتاً مهمی در مقایسه با سایر کانسارهای مس برخوردار است. چرا که کانسار مزبور در نزدیکترین فواصل ممکن با جمهوری آذربایجان، ارمنستان، و قاره اروپا قراردارد. بنابراین با توجه به نزدیکی این معدن تا مرزهای بین المللی، از ویژگیهای سیاسی یک منطقه مرزی متأثر است [۱] .



شکل (۱ـ۱) :نقشهٔ راههای دسترسی به معدن مس سونگون [۱]

۱ـ۲ـ راههای دسترسی به معدن

برای دسترسی به این معدن از شهر تبریز، دوراه اصلی وجود دارد. طول یکی از آنها ۶۰ کیلومتر بوده و پس از طی دهات مختلف و سپس کیقال به سونگون می رسد. مسیردیگری که حدود ۷۵ کیلومتر طول دارد مسیر اهر - ورزقان - سونگون می باشد ،که این مسیر در حال حاضربیشتر مورد استفاده قرارمی گیرد .

۱ـ۳ـ تاریخچه بهره برداری و مطالعات اکتشافی از کانسار مس سونگون

پی جویی و اکتشاف سیستماتیک این ذخیره در اوایل دهه ۱۳۵۰ آغاز شده و درسال ۱۳۵۶ وجود ذخایر مس از نوع پورفیری محرز گردیده و معلوم شده است که این ذخیره از نظرشرایط کانی سازی تا حدود زیادی مشابه کانسار مس سرچشمه می‌باشد. کانسار مس سونگون با حدود ۱/۲ میلیارد تن ذخیره سنگ مس ازنوع پورفیری با عیار متوسط ۰/۶۱ درصد ، در حال حاضر چهارمین معدن مس جهان از حیث ذخیره بوده و درایران نیز هم اکنون بزرگترین معدن روباز محسوب می گردد.[۲]

بهره برداری از بخش اسکارنی کانسار مس سونگون که در قسمت شرقی رودخانه اصلی معدن قراردارد، در سالهای ۱۲۹۰ آغاز شده و بطور منقطع تا سال ۱۳۲۰ ادامه داشته است. وجود مقادیر زیادی سرباره های ذوب و تونلهای اکتشافی و استخراجی از آثار این فعالیتها می باشد. با توجه به امکان وجود ذخیره ای از نوع مس پورفیری در ناحیه، گروه اکتشاف شرکت ملی صنایع مس در سال ۱۳۵۷ فعالیتهای اکتشافی را آغاز نمود که پس از چندی متوقف گردید.[۱]

از سال ۱۳۶۸ فعالیتهای اکتشافی بصورت گسترده ای در محدوده کانسار آغازشده و تاکنون نیز ادامه دارد .

۱ـ۴ـ زمین شناسی منطقه

کانسار مس سونگون روی کمربند جهانی مس قرارگرفته است . این کانساردر مرزشمالی یک باتولیت مونزونیتی تشکیل شده است که در امتداد شرقی-غربی گسترش دارد. در شمال و شمال شرقی منطقه کانی دار، مجموعه ای از سنگهای آهکی متعلق به کرتاسه بالائی که لایه بندی خوبی دارد همراه با توفهای متعلق به ائوسن قرارگرفته است. واحد کربناته کرتاسه بالائی قدیمی ترین واحد منطقه می باشد.[۱]

مونزونیت یا سونگون پورفیری مهمترین و گسترده ترین واحد ناحیه است که نفوذ آن در سنگهای آهکی، بخش اسکارن را به وجود آورده است. این واحد به سمت شرق و شمال به واحد اسکارنی ختم می شودوبه طرف جنوب و غرب در زیرپوشش آبرفتهای جوان پنهان می شود.[۱] واحد مونزونیتی در اثرفعالیتهای گرمابی به شدت دگرسان شده و واحد اصلی کانی سازی شده منطقه محسوب می شود. سن این واحد الیگو- میوسن تخمین زده شده و بافت پورفیری دارد ، که به علت شدت دگرسانی تشخیص کانیهای اصلی مشکل است . ازنظردگرسانی نیز همچون توده های پورفیری دیگر، از مرکز توده به ترتیب دگرسانیهای پتاسیک، فیلیک، پروپیلیتی وآرژیلیتی درمنطقه دیده می شودکه قسمت اعظم کانی سازی بصورت دگرسانی پتاسیک می باشد.[۱]

۱ـ۵ـ زون بندی قائم کانسار مس سونگون

این توده معدنی همانند سایر توده های پورفیری جهان پس از مراحل تشکیل اولیه، تغییر و تحولات ثانویه ای را متحمل شده است. اثرآبهای سطحی و نفوذ آنها سبب شسته شدن مس سنگها شده و مس و دیگر مواد معدنی که قابلیت تحرک دارند در آب حل شده و به قسمتهای پایین تر حمل شده اند. در نتیجه زونهایی با خصوصیات متفاوت در اعماق تشکیل شده اند. در کانسار مس سونگون زونهای فروشسته [۱]، سوپرژن [۲] و هایپوژن [۳] به ترتیب از سطح به عمق تشکیل شده است . در شکل (۱-۲) این سه زون مشخص شده است. [۱]

1- Leached zone
2- Supergene zone
3- Hypogene zone

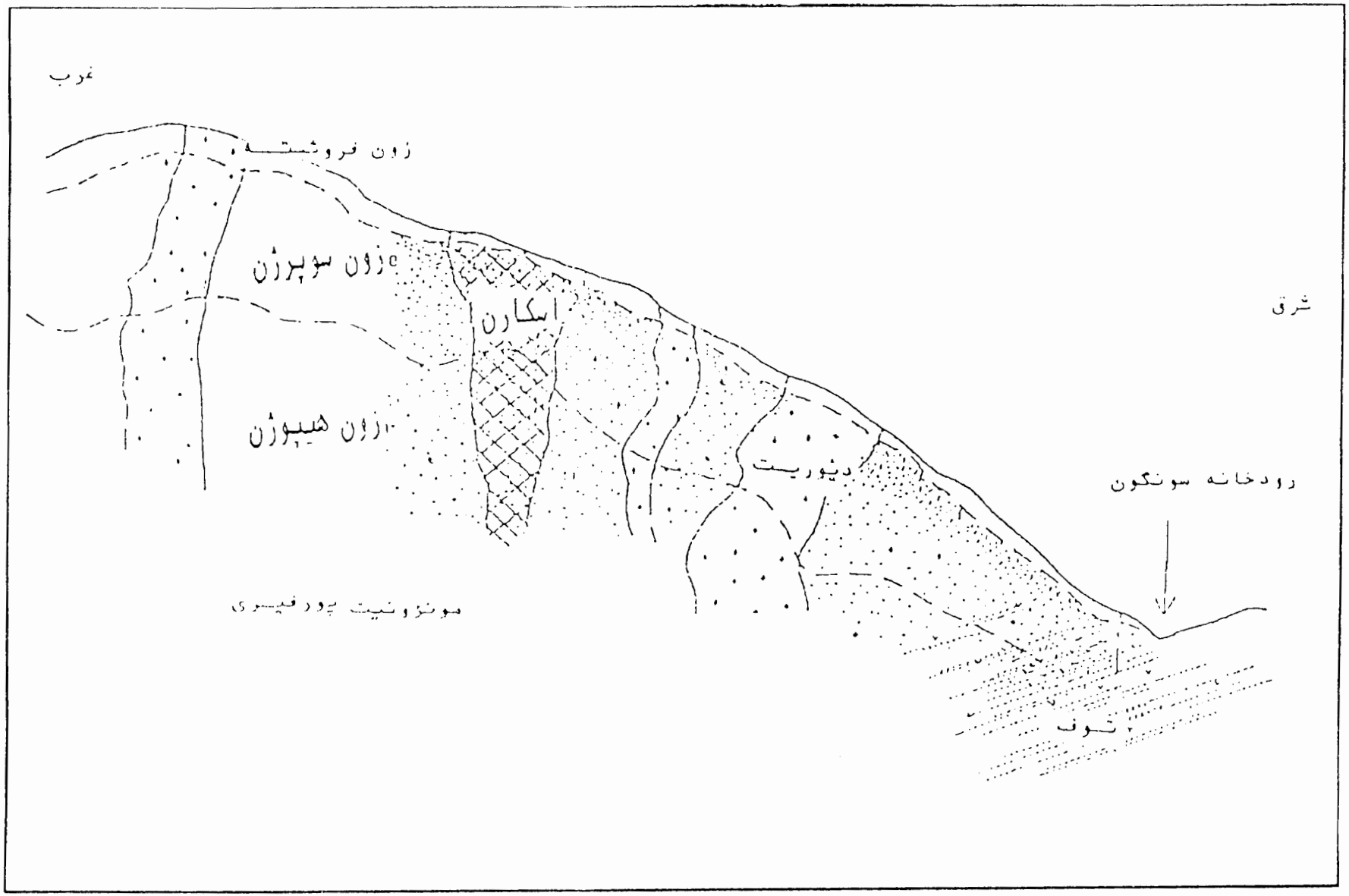
۱-۳-۱- زون فروشسته یا هوازده

نواحی سطحی و نیز قسمتهای کم عمق گمانه های اکتشافی سونگون ، از سنگهای شدید دگرسان شده به رنگ سفید، کرم، زرد، قرمز و قهوه ای رنگی تشکیل شده است که به خوبی روند دگرسانی و اکسید شدن را نشان می دهند .

در برخی از نقاط این زون، کانیهای اکسیده و کربناته مس دیده می شود. در بسیاری از مناطق اکسید آهن حاصل از تجزیه پیریت دیده می شود ولی کلاهک آهنین منطقه، گسترش زیادی ندارد. ضخامت این زون از صفرتا ۲۰۰ متر و بطور متوسط ۸۰ متر می باشد. همانطورکه انتظارمی رود این زون فاقد کانی سازی و عیار مس دراین زون به ندرت به بیش از ۰/۱ درصد می رسد . [۱]

۱-۳-۲- زون سوپرژن یا ثانویه

نفوذ آبهای سطحی سبب شسته شدن مس سنگها شده و مس و دیگر مواد معدنی که قابلیت تحرک دارند درآب حل شده و به قسمتهای پایین ترحمل می گردند و در نتیجه بخش پرعیاری نسبت به عیار اولیه در عمق تشکیل می شود که این بخش زون سوپرژن نام نهاده شده است. در کانسار مس سونگون ضخامت این زون از صفر تا ۲۱۲/۵ متر و به طور متوسط ۱۰۰ متر می باشد. مهمترین کانیهای این زون کالکوسیت ،کوولیت و کالکوپیریت است و عیار مس در این منطقه نسبتاً بالا و بین ۰/۸ تا ۲ درصد تغییر می کند. هرچند ضخامت این زون در نقاطی به بیش از ۲۰۰ متر می رسد ولی ضخامت آن در مقایسه با سایر کانسارهای مس پورفیری چندان زیاد نیست.[۱]



شکل (۱-۲) :زون بندی قائم کانسارمس سونگون [۱]

۱-۵-۳- زون هیپوژن یا اولیه

این زون همان سنگ اولیه توده بوده که غنی شدگی ثانویه در آن رخ نداده است. این زون حجم وسیعی ازتوده معدن سونگون را تشکیل می دهد و در قسمت تحتانی زون سوپرژن قرار دارد. مطالعات کانی شناسی وجود کالکوپیریت، پیریت و مقدار ناچیزی مولیبدنیت را نشان می دهد .

عیارمس دراین زون که سولفورهای اولیه مس تشکیل دهنده آن هستند، بین ۰/۰۱ تا بیش از ۲ درصد تغییر می کند. با توجه به گمانه های حفر شده هنوز عمق آن دقیقاً مشخص نیست. هر چند گمانه هائی با عمق بیش از ۶۰۰ متر حفر شده است ولی نتایج نمونه های حاصل از این گمانه ها نشانگر ادامه کانی سازی در اعماق هستند. با توجه به نتایج گمانه های حفرشده ضخامت این زون بین ۳۲۰ تا ۵۰۰ متر تغییر می کند و ضخامت متوسط آن ۳۴۰ متر است .[۱]

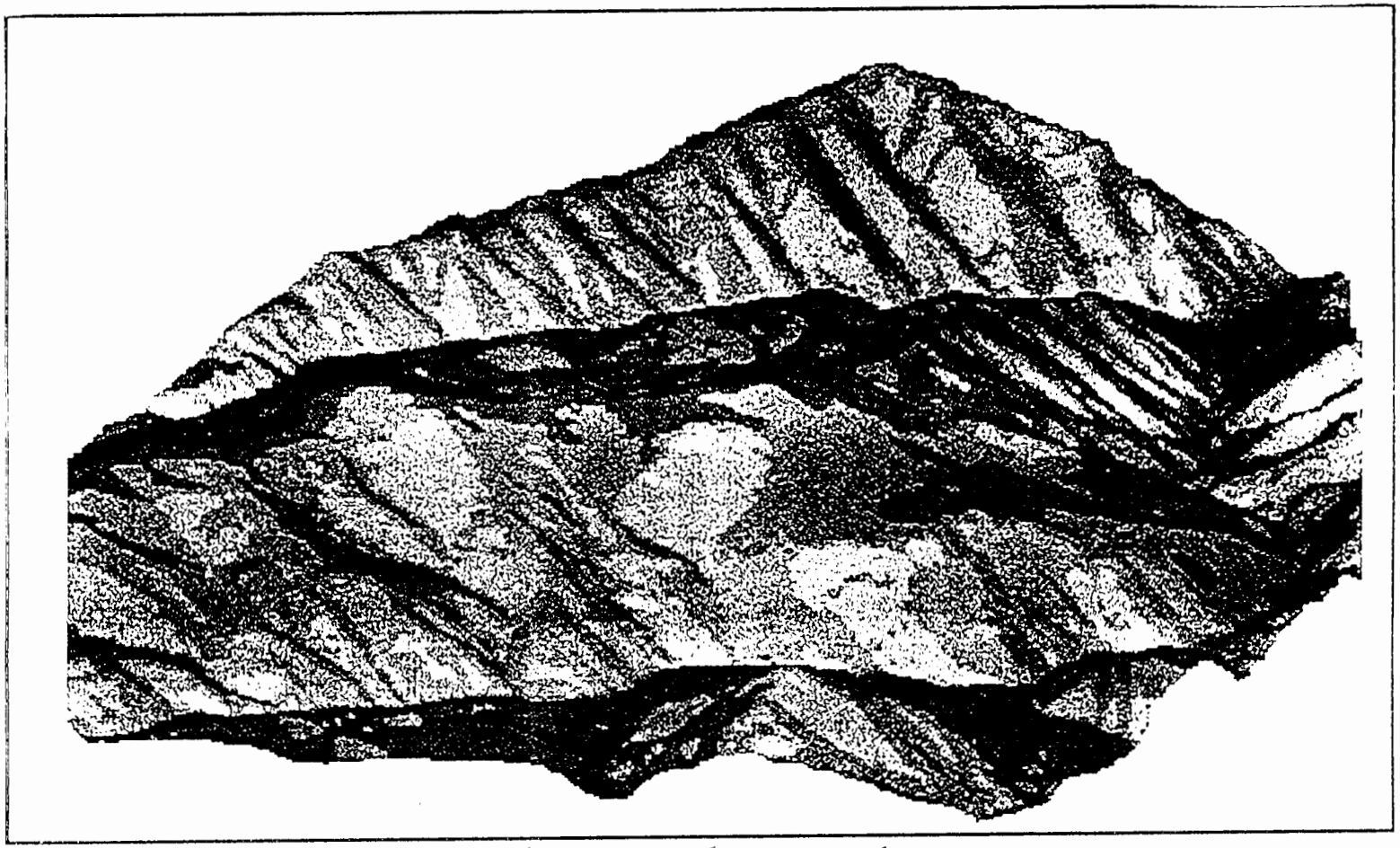
۱ـ۶ـ توپوگرافی منطقه :

توپوگرافی منطقه با استفاده از نقاط برداشت شده بوسیلهٔ نقشه برداری سطحی بدست آمده است که گسترش آن در جهت شرقی ـ غربی ۴/۵ کیلومتر و در جهت شمالی ـ جنوبی ۵ کیلومتر می باشد .

بیشترین ارتفاع برداشت شده از منطقه ۲۴۵۹ متر و کمترین ارتفاع برداشت شده ۱۶۲۴ متر از سطح دریا می باشد. شکل (۱-۳) سطح توپوگرافی منطقهٔ سونگون را نشان می دهد . [۲]

۱ـ۷ـ ظرفیت تولید سالیانه و میزان باطله برداری سالیانه :

ظرفیت تولید سالیانه ومیزان باطله برداری سالیانه مهمترین فاکتور در انتخاب ظرفیت و تعداد ماشین آلات بارگیری و باربری در معادن روباز می باشد که با استفاده از پارامترهای اقتصادی و مطالعهٔ سودآوری پروژه، تعیین می گردد. بدلیل محدودیت در تأمین منابع سرمایه ای قرارداد احداث کارخانهٔ مس سونگون با ظرفیتی پایین تر از آنچه در محاسبات اولیه بدست آمده بود، منعقده گردیده است و عملیات اجرایی آن درحال انجام است .



شکل(۱-۳)سطح توپوگرافی معدن مس سونگون

ظرفیت تولید سالیانهٔ معدن سونگون برای شش سال اول بهره برداری در حد ۷ میلیون تن و برای سالهای پس از آن در حد ۱۴ میلیون تن، منظور گردیده است . همچنین میزان کل باطله که بایستی در هر سال همزمان با مادهٔ معدنی استخراج و به دمپ باطله حمل گردد در حدود ۱۸ میلیون تن می باشد که مجموع باطله ومادهٔ معدنی که بایستی بارگیری و حمل گردد در حدود ۲۵ میلیون تن در سال ،طی شش سال اول بهره برداری از معدن می باشد .[۲]

۱ـ۸ـ مشخصات پیت :

۱ـ۸ـ۱ـ شیب کلی معدن :

شیب کلی معدن یکی از مهمترین پارامترها در طراحی یک معدن روباز می باشد . برای انجام مطالعات پایداری شیب و تعیین شیب کلی معدن نیازمند اطلاعاتی می‌باشیم که پس از انجام حفاریها و مطالعات ژئوتکنیکی زیرسطحی بدست می آیند.

با مراجعه به طرحهای پیشین، شیب کلی معدن درحد ۳۸ درجه منظور گردیده است .[۲]

۱ـ۸ـ۲ـ مشخصات پله های استخراجی :

مشخصات پله های استخراجی براساس ویژگیهای کلی معدن و مهمتر از آن برمبنای ظرفیت استخراج و ماشین آلات و تجهیزات مورد بکارگیری در معدن، تعیین می گردند. با توجه به ظرفیت تولید معدن، افزایش ارتفاع پله ها سبب بالا رفتن راندمان عملیاتی می گردد، اما ازطرف دیگر با توجه به محدودیتهای موجود در خصوص استفاده از ماشین آلات سنگین و همچنین به منظور تطبیق طرح با طرحهای اجرا شده در دوران آماده سازی، ارتفاع پله ها ۱۲/۵ متر منظور شده است.[۲]

شکل نهایی پیت وپله های استخراج شده درشکل (۱-۴) نشان داده شده است.[۱]

۱ـ۹ـ محل و روش ایجاد دپوهای باطله

تاکنون درخصوص دپوی باطله، اکسیدو کم عیار، طرح های مختلفی توسط مشاوران داخلی و یا خارجی داده شده است. گزارش هایی که تاکنون در ارتباط با دامپ باطله ارائه شده است عبارتند از : گزارش ایتوک (۱۳۷۳)،گزارش شرکت ارمنی(سپتامبر۱۹۹۸) و دفتر مهندسی اولنگ (مرداد ۱۳۷۹) .

باتوجه به وضعیت توپوگرافی منطقه و محدود شدن محدوده معدن به دو دره اصلی سونگون و پخیرچای و با درنظرگرفتن مسافت حمل، کماکان دره پخیرچای به عنوان نزدیکترین و مناسب ترین محل جهت دپوی باطله درنظرگرفته شده است.

به منظور بهینه کردن مسافتهای حمل باطله ،تغییراتی در روش دامپ باطله بویژه در سالهای اولیه بهره برداری ایجاد شده است. این تغییرات بگونه ای است که دردوران پیش باطله برداری و همچنین ۱۵ سال اول بهره برداری به طور قابل ملاحظه ای کاهش یافته است .

به منظور کاهش مسافتهای حمل بویژه در سالهای اولیه بهره برداری و بویژه در۱۵ سال اول، اصلاحاتی در نحوه دپوی باطله نسبت به روشهای قبلی صورت پذیرفته است. این تمهیدات عبارت است از :

ـ افزایش تعداد ترازهای دامپ باطله و بالطبع کاهش اختلاف ارتفاع بین ترازها در حدامکان . شروع تخلیه مواد از نزدیکترین محل ممکن نسبت به محدوده معدن دردوران ۱۵ سال اولیه بهره برداری در هر ترازبا عرض در حدود ۵۰ متر و این محل در بالاترین تراز به گونه ای است که امکان ایجاد حداقل فضای کاری مناسب (۴۰ تا۵۰ متر) درهریک از ترازهای پایین تر بویژه در پایین ترین تراز یعنی افق ۱۹۵۰ بدون تداخل با عملیات سنگ شکن اولیه ممکن باشد .

ـ افزایش ظرفیت کلی دامپ با درنظرگرفتن شیب کلی ۲۷ درجه که پس از تکمیل ظرفیت تراز ۱۹۵۰ و تقریباً بین سالهای هفتم تا دهم بهره برداری ممکن می باشد .

دربین هزینه های عملیاتی معادن روباز، هزینه های حمل و نقل سهم عمده ای را به خود اختصاص می دهند. ازاین رو معدنکاران همواره تلاش نموده اند تا با بکار بستن تمهیداتی از قبیل

به حداقل رساندن تعداد کامیونهای معدنی مورد نیاز، این بخش از هزینه ها را کاهش دهند. یکی از راه حلهای موجود برای کاهش تعداد کامیونها، کاستن از مسافتهای حمل می باشد و یکی از راه حلهای موجود برای کاهش مسافتهای حمل ماده معدنی در معدن، استفاده از سنگ شکن های نیمه متحرک و متحرک می باشد .

به هرحال صرف نظراز ثابت، متحرک و یا نیمه متحرک بودن سنگ شکن ها نکته بسیار مهم، تعیین محلهای بهینه سنگ شکن در طول دوران بهره برداری است .

۱ـ۱۰ـ نوع و محل بهینهٔ سنگ شکن های اولیه

تعیین محل یا محلهایی برای سنگ شکنها به نحوی صورت گرفته تا بیشترین کاهش در مسافتهای حمل فراهم آمده و از این طریق تعداد ناوگان حمل و نقل تاحدامکان کاهش یابد. باتوجه به این عامل، گزینهٔ بهینهٔ ترازهایی با کمترین شاخص تن – کیلومتر حمل مشخص شده است .

گزینهٔ مذکور در دوره های مختلف (از سال ۱تا۶، ۷تا۱۰، ۱۱تا۱۵، ۱۶تا۲۰، ۲۱تا۲۵ و نهایتاً از سال ۲۶تا۳۱) مورد ارزیابی قرارگرفته است. دراین گزینه فرض براین است که عملیات سنگ شکنی تا پایان سال ششم بهره برداری بااستفاده از یک سنگ شکن با ظرفیت ۷ میلیون تن و پس از آن با استفاده از دوسنگ شکن با ظرفیت یکسان انجام خواهد شد .

دراین گزینه ضمن درنظرگرفتن یک سنگ شکن ثابت در تراز۱۹۵۰ متری، محل سنگ شکن دوم به گونه ای تعیین گردیده است که علاوه برهمخوانی با محلهای تغییر مسیر نوارنقالهٔ شمارهٔ ۲ و۳ و۱ امکان نصب سنگ شکن درآنها وجود داشته باشد. دراین گزینه می بایست علاوه بر در نظر گرفتن محدودیتهای موجود، محلی برای سنگ شکن دوم انتخاب شود که با توجه به محدودیت فضایی ، امکان انجام عملیات تسطیح جهت نصب سنگ شکن و مانور دامپتراکها نیزدرآنها اعمال شده باشد. به هرحال پس از بررسیهای فراوان و باتوجه به محدودیتهای موجود نقاط پیشنهادی توسط مشاور اولنگ برای استقرار سنگ

شکنها به شرح جدول (۱-۱) ارائه شده است . محل قرارگیری سنگ شکن اولیه برروی نقشه معدن ، شکل (۱-۵)، نشان داده شده است .[۲]

جدول(۱-۱) : انتخاب محل و نوع سنگ شکن های اولیه [۲]

Year	Level		Ton.km
	Stationary crusher1	Stationary crusher2	
1-6	1950	———	41489521
7-10	1950	1825	65981349
11-15	1950	1825	72733049
16-20	1950	1825	57089908
21-25	1950	1825	73341249
26-31	1950	1825	116959606
Total			432594682

۱ـ۱۱ـ وضعیت فعلی پروژهٔ مس سونگون :

عملیات تجهیز معدن و ساخت کارخانهٔ تغلیظ مس سونگون از خردادماه ۱۳۷۸ آغاز گردیده و هم اکنون نیز ادامه دارد و طبق برنامهٔ زمانبندی شده، تا پایان سال ۱۳۸۳ به اتمام رسیده و به مرحلهٔ بهره برداری خواهد رسید .

ذخیرهٔ قابل استخراج معدن مس سونگون ۳۸۸ میلیون تن و نسبت باطله به مادهٔ معدنی برابر ۱/۶۳ و عیار متوسط سنگ معدن قابل استخراج ۰/۶۱ درصد می‌باشد که طی ۳۱ سال استخراج خواهد شد. مالک معدن شرکت ملی صنایع مس ایران به نمایندگی دولت بوده و میزان اشتغالزایی این طرح یک هزار نفرمی باشد. پیمانکاران طرح شامل شرکتهای داخلی و خارجی زیر می باشند:

شرکتهای داخلی : اولنگ، مبین، آهن آجین، هیدنکا، قرارگاه سازندگی خاتم النبیاء، سازمان صنایع دفاع و ایران ارتباط .

شرکتهای خارجی : سوئد الا و ATC .

۱ـ۱۲ـ وضعیت فعلی سیستم بارگیری و باربری معدن :

همانطور که اشاره شد، معدن مس سونگون هم اکنون در مرحلهٔ ساخت کارخانه و انجام عملیات آماده سازی و باطله برداری اولیه بوده که توسط شرکتهای پیمانکار داخلی و خارجی در حال اجرا می باشد. عملیات بارگیری بوسیلهٔ لودرهای چرخ لاستیکی مدل 988 کاترپیلار، متعلق به شرکتهای پیمانکار، انجام می گیرد .

لازم به تذکر است که از این ماشین آلات، فقط در زمان آماده سازی و پیش باطله برداری استفاده خواهد شد و هیچگونه برنامه ریزی برای استفاده از این ماشین آلات در زمان بهره برداری از معدن، صورت نگرفته و ماشین آلات بارگیری و باربری جدید جایگزین این ماشین آلات خواهند شد .

مجموع کل باطله برداری اولیه معدن، ۱۰۵ میلیون تن است که ۸۹/۹ درصد آن تا آخر دی ماه ۱۳۸۲ برداشت شده است .

فصل دوم

روشهای طراحی سیستم بارگیری و باربری

الف ـ روش کلاسیک طراحی سیستم بارگیری و باربری

۲ـ۱ـ آشنایی با روش طراحی کلاسیک سیستم بارگیری و باربری

در طراحی کلاسیک سیستم بارگیری و باربری برای هرشاول تعداد خاصی کامیون در نظرگرفته می شود، در این روش تعداد کامیونها به طریقه تجربی محاسبه شده و در کنار شاولها قرارمی گیرند و هرکامیون پس از پر شدن (بارگیری از شاول) با توجه به نوع بار خود (باطله یا ماده معدنی) به سمت دمپ باطله یا بونکر(سنگ شکن) فرستاده می شود .

در این روش کامیونها و شاولها دارای زمان انتظار بوده بنابراین از حداکثر ظرفیت تجهیزات بارگیری و باربری استفاده نمی شود، این روش در تمام معادن سطحی ایران متداول می باشد. در این روش شیوه های مختلفی برای انتخاب تعداد ماشین آلات بارگیری و حمل و نقل وجود دارد، اساس تمام این شیوه ها به گونه ای است تا تولید سالانه معدن برآورده گردد.[۶]

۲ـ۲ـ تعیین تعداد ماشین بارگیری (شاول)

جهت محاسبه تعداد ماشین بارگیری (شاول) مورد نیاز برای یک معدن که با روش روباز استخراج می گردد از رابطه زیرمی توان استفاده کرد : [۶]

$$N_S = \frac{M}{Msph * Whpy} \qquad (1-2)$$

در این رابطه :

Ns : تعداد ماشین بارگیری (شاول) مورد نیاز .

M : تولید سالانه معدن برحسب تن .

Msph : میزان تولید شاول برحسب تن در ساعت .

Whpy : ساعت کارمفید در یک سال .

$$Msph = \frac{3600\, ABC * Ff * Fs * Fsk * Ji}{Ct} * SGr \qquad (2-2)$$

تولید سالانه معدن در قسمت دفترطراحی تعیین می شود، برای محاسبه میزان تولید شاول در ساعت برحسب تن در ساعت، داریم :

ABC : ظرفیت واقعی جام شاول برحسب مترمکعب .

Ff : فاکتور پرشوندگی جام شاول .

Fs : فاکتور تورم .

Fsk : فاکتوری که تاثیرپذیراز زاویه چرخش شاول، و ارتفاع سینه کار به ارتفاعی کـه شـاول می تواند بارگیری نماید .

Ji : بازدهی عملیات .

SGr : وزن مخصوص ماده معدنی .

Ct : زمان یک سیکل عملیاتی شاول برحسب ثانیه .

برای محاسبه whpy (ساعات کار مفید در یک سال) می توان نوشت :

$$whpy=Nspy*whps*Ra \qquad (3-2)$$

که :

Nspy : تعداد نوبت کاری در یک سال (تعدادشیفت در سال) .

whps : ساعات کار مفید در یک شیفت .

Ra : بازدهی واقعی ماشین .

تعداد نوبت کاری دریک سال به صورت زیرمحاسبه می شود :

$$Nspy=Napdy*spd \qquad (4-2)$$

Napdy : تعداد روزهای قابل دسترسی در سال که از کسرتعداد روزهـای تعطیـل رسـمی از کل تعداد روزهای سال بدست می آید .

Spd : تعداد شیفت در روز .

بازدهی واقعی ماشین ازرابطه زیر بدست می آید :

$$Ra=\frac{(Tt-T_r)}{Tt} \qquad (5-2)$$

که :

Tt : تعداد روزهای قابل دسترسی در سال = (تعطیلات رسمی – 365)=Napd .

Tr : تعداد روزهایی که به هردلیل کارصورت نمی گیرد و برابر است با :

$$Tr=T(m+r)+Tw+Td+TD+\ldots\ldots\ldots\ldots+Tf+Tc \qquad (6-2)$$

T(m+r) : زمان سرویس و نگهداری .

Tw : زمان عدم کاربه دلیل شرایط جوی .

TD : زمان تأخیر.

Td : زمان جابجایی شاول .

Tf : زمان سوخت گیری .

Tc : زمان تمیز کردن اطراف شاول .

۲ـ۳ـ تعیین تعداد ماشین حمل و نقل (کامیون)

برای تعیین تعداد ماشین آلات حمل و نقل سه روش وجود دارد :

۱ـ روش سیکل زمانی (قاعده زمان انتظارصفر)

۲ـ روش هزینه ها

۳ـ روش بهره وری

۲ـ۳ـ۱ـ روش سیکل زمانی (قاعدهٔ زمانی انتظارصفر):

در این روش که ساده ترین روش انتخاب تعداد ماشین آلات حمل و نقل می باشد، باید سیکل کاری سیستم حمل و نقل اندازه گیری و محاسبه شود، سپس براساس آن تعداد ماشین آلات حمل را انتخاب نمود. از عوامل موثردراین روش که می بایست آنها را اندازه گیری نمود عبارتند از : زمان بارگیری شاول، زمان رفت (زمان رسیدن کامیون تا محل تخلیه) ، زمان برگشت (زمان برگشت کامیون از محل تخلیه به پای شاول) ، زمان تخلیه بار، زمان تاخیرهای ثابت (زمان تعویض شیفت ...) و تاخیرهای متغیر(زمان انتظار کامیون در پای شاول). [۶]

حال با استفاده ازروابط زیرمی توان تعداد کامیونهای مورد نیاز برای هرشاول را محاسبه نمود:

$$Nt = \frac{TCT}{TLT} \qquad (7-2)$$

دراین رابطه :

Nt : مینیم تعداد کامیون به ازاء هرشاول .

TCT : زمان یک سیکل کاری کامیون برحسب دقیقه .

TLT : زمان بارگیری کامیون (پرشدن کامیون) توسط شاول برحسب دقیقه .

TLT از رابطه زیر بدست می آید :

$$TLT = n^* \times \frac{Ct}{60} \qquad (8-2)$$

که :

n : تعداد دفعاتی که شاول با جام خود کامیون را پر می کند.

Ct : زمان یک سیکل عملیاتی شاول برحسب ثانیه .

برای بدست آوردن n از رابطه زیر استفاده می کنیم .

$$n = \frac{TC}{BC} \qquad (9-2)$$

که :

TC : ظرفیت کامیون برحسب تن .

BC : ظرفیت ماشین بارگیری (شاول) برحسب تن .

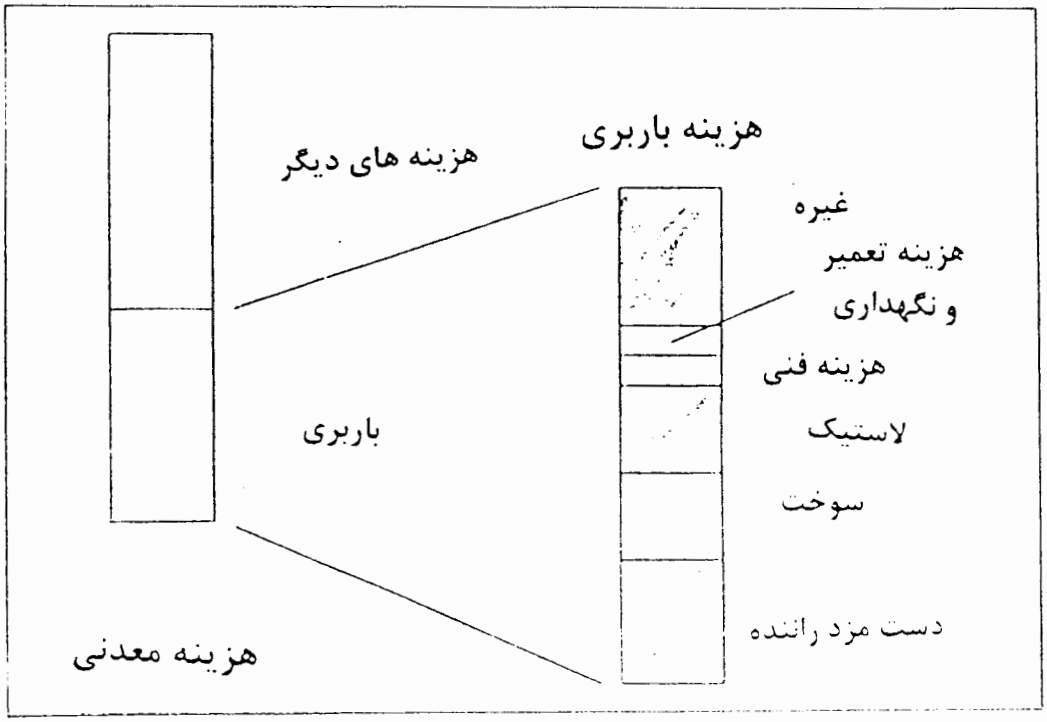
۲ـ۳ـ۲ـ روش هزینه ها :

هزینه های عملیات بارگیری کامیونها در معادن سطحی معمولاً بین یک سوم تا یک چهارم هزینه های استخراجی می باشد که این میزان به نسبت باطله برداری به ازاء هرتن ماده معدنی [۱] و متوسط فاصله باربری بستگی دارد. هزینه های سرمایه گذاری اولیه هرکامیون نیز زیاد می باشد که این خود بستگی به اندازه کامیون دارد . تعداد و نوع کامیونهای خریداری شده و هزینه عملیاتی آنها تاثیر مهمی در سوددهی معدن خواهد داشت .[۷]

بطور کلی تخمین تعداد کامیون مورد نیاز برای معدن، با درنظرگرفتن کامیونهایی که تحت سرویس و نگهداری قرارمی گیرند در میزان تولید معدن تاثیر زیادی خواهد داشت، برای کنترل هزینه های باربری دانستن هزینه های مربوط به هر بخش ضروری می باشد، همچنین وضعیت جاده های باربری و چگونگی بارگیری کامیون دراین هزینه ها تاثیرخواهند گذاشت. هزینه های مربوط به بخش باربری شامل هزینه حمل و باربری کامیونها و هزینه لاستیک کامیونها می باشد که به ترتیب ۲۰ تا ۳۰ درصد و ۱۵ تا ۲۰ درصد از کل هزینه ها را به خود اختصاص می دهند. [۷]

1-Sripping ratio

هزینه تعمیر و نگهداری کامیون ۶٪ می باشد (شکل ۲-۱) . به حداقل رساندن تعداد کامیونها و افزایش ظرفیت کامیونها باعث کاهش مصرف انرژی و افزایش عمر لاستیک کامیون خواهد شد ودر نتیجه باعث کاهش هزینه های بارگیری می شود.[۷]



شکل(۲ـ۱) :هزینه های معدنکاری و ترکیب هزینه های بارگیری و باربری [۷]

۲ـ۳ـ۳ـ روش بهره وری

درروش بهره وری انتخاب تعدادکامیون، به میزان تولید اسمی معدن و نوع و اندازهٔ کامیونها و روش استخراج بستگی دارد. میزان تولید یک واحد عملیاتی به ازاء هرتن برساعت بستگی به پیش بینی تأخیرهای ثابت و متغیر دارد که این نسبت دربرآورد تعداد کامیونهایی که به سمت شاول ارسال می شوند، مؤثر است زیرا باید به میزان تولید از پیش تعیین شده دست یافت .[۷]

ب ـ روش طراحی کامپیوتری سیستم بارگیری و باربری (سیبه سازی)

۲ـ۴ـ شبیه سازی کامپیوتری

در شبیه سازی کامپیوتری، مدلی از سیستم ایجاد و بصورت یک برنامهٔ کامپیوتری اجـرا مـی شود. یعنی کلیهٔ اجزاء سیستم به ساختارهای برنامه ای و کلیهٔ مشخصات و رفتار آنها به متغیرها و توابع ریاضی تبدیل می گردند. قوانین و روابط حاکم برسیستم، ساختارها و ارتباط آنها بـا یکدیـگر در اجرای برنامه، جاری می باشند .[۹]

با این حال شبیه سازی، اصطلاحاً ازنظر مفهومی یک ابزار و روش برای دریافت جواب از مدل می باشد. از این رو مدلهای شبیه سازی را اصطلاحاً مدلهای ورودی – خروجی می نامند. یعنی بـا معلوم بودن ورودیهای زیرسیستمهایی که متقابلاً عمل می کنند و با درنظرگرفتن منطـق موجـود بین زیرسیستمها و اجزاء سیستم، مدل شبیه سازی قادر بـه تولیـد خروجـی سیسـتم مـی باشـد. بنابراین مدل شبیه سازی کامپیوتری رابه جای حل کردن، اجرا مـی کننـد. پـس مدلـهای شـبیه سازی برخلاف مدلهای تحلیلی، مستقیماً قادر به دادن جواب نیستند بلکه تنها مـی تواننـد تحـت شرایطی که توسط شبیه ساز مشخص می شوند بعنوان وسیله ای برای تحلیل رفتار سیستم مـورد استفاده قرارگیرند .[۱۰]

هنگامی که سیستمی با روش شبیه سازی کامپیوتری مدل می شـود، در واقـع مـدل ،بـرای مدت زمانی رفتار سیستم را تقلید می کند. برای شبیه سازی سیستم، مدلسازباید از یـک رویکـرد شبیه سازی استفاده کند و بـا انجـام مراحـل شـبیه سـازی، بـه تجزیـه و تحلیـل سیسـتم مـورد نظربپردازد . [۹]

۲ـ۴ـ۱ـ مدلسازی

شبیه سازی کامپیوتری به فرآیند مدلسازی با استفاده از روابط ریاضی – منطقی و همچنیـن اجرای مدل بوسیلهٔ کامپیوتر اطلاق می شـود. قوانیـن و قواعـد بکاررفتـه بـرای توضیـح و تفسـیر سیستم در یک مدل شبیه سازی شامل عبارات ریاضی و جملات منطقی می باشد.[۱۱]

بعنوان مثال یک سیستم و صف یک طرفه را درنظر بگیرید. بخشی از مدل شبیه سـازی ایـن سیسـتم شـامل عبـارات زیرمـی شـود کـه مـاهیت ریـاضی و عـددی دارنـد :

« زمان ورود هرمشتری به سیستم » ،« زمان انتظار» و «زمان خروج هرمشتری از سیستم » از سوی دیگروقتی عملکرد سیستم را تشریح می کنیم از عبارات زیراستفاده می کنیم که ماهیت منطقی دارند : « اگر مشتری وارد شد و سرویس دهنده بیکار بود، سرویس او شروع می شود و اگرنه مشتری در صف قرار می گیرد » .[۱۱]

مدلهای شبیه سازی کامپیوتری، برنامه های کامپیوتری هستند که تغییر وضعیت های یک سیستم را برحسب متغیر مستقل زمان محاسبه و برساختارهای برنامه ای [1] یا داده ای [2] که مشابه اجزاء سیستم و مشخصات آنها هستند .

۲ـ۴ـ۲ـ گذرزمان در مدلهای شبیه سازی

اغلب مدلهای شبیه سازی کامپیوتری، از دستهٔ مدلهای ریاضی – پویا – عددی هستند. پویایی آنها مستلزم وجود متغیر زمان در مدل است. این متغیر را اغلب ساعت شبیه سازی می نامند. زمانهایی را که این ساعت نشان می دهد دقیقاً همان لحظات وقوع پیشامدها و تغییر وضعیتها در سیستم واقعی می باشد. ساعت شبیه سازی دریک مدل کامپیوتری بوسیلهٔ یک متغیر مثلاً C ، Clock یا T و گذر زمان بوسیلهٔ تغییر مقدار این متغیر شبیه سازی می شود. مقدار اولیهٔ این متغیر همان لحظهٔ شبیه سازی می باشد. [۹]

۲ـ۵ـ مراحل شبیه سازی کامپیوتری

شاید بعضی تصور کنند که یک آزمایش شبیه سازی تنها شامل شناخت سیستم و ساختن مدل کامپیوتری آن می باشد. در صورتیکه ساختن مدل سیستم بوسیله یک زبان کامپیوتری تنها یکی از قدمهای لازم آزمایش است.[۱۰]

گامهای اساسی در یک مطالعه شبیه سازی به شرح زیر است :

1-Program structures
2-data structures

۱ـ تعریف مسئله :هرمطالعه شبیه سازی با تعریف مسئله شروع شود. اگر مسئله توسط تعیین کنندگان خط یا صاحبان مسئله ارائه شود، تحلیلگر باید از درک صحیح مسئله ارائه شده اطمینان حاصل کند . [۱۰]

۲ـ تعیین اهداف و طرح کلی اجرا : اهداف، تعیین کننده پرسشهایی اند که باید با استفاده از شبیه سازی برای آنها پاسخ ارائه کرد .[۱۰]

۳ـ مدلسازی :ساختن مدل برای یک سیستم همانقدر کاری هنری شمرده می شود که کاری عملی. تقویت هنر مدلسازی با تفسیر خصوصیات اساسی مسئله، انتخاب و اصلاح فرضهای اصلی شکل دهنده سیستم و غنی سازی و توسعه مدل، به گونه ای که به تقریب سودمندی بیانجامد، صورت می گیرد.[۱۰]

۴ـ گردآوری داده ها : گردآوری داده ها بخش بزرگی از مجموع مدت مورد نیازبرای انجام شبیه سازی را می گیرد ضروری است که آن را تا حد ممکن زود و معمولاً همراه با مراحل اولیه ساختن مدل آغاز کرد .[۱۰]

۵ـ برنامه نویسی : مدل بصورت یک برنامه کامپیوتری برنامه نویسی می شود . مدلساز باید تصمیم بگیرد که آیا باید آن را به یکی از زبانهای عمومی مانند فرترن برنامه نویسی کند یا به یکی از زبانهای خاص شبیه سازی مانند SIMSCRIPT.GPSS و نظایر اینها .[۱۲]

۶ـ تصحیح برنامه : تصحیح برنامه کامپیوتری آماده شده برای مدل شبیه سازی برای اینکه مشخص شود آیا برنامه کامپیوتر به درستی کارمی کند یا خیر ؟ [۱۰]

۷ـ تعیین اعتبار مدل : افزایش اطمینان به مدل تا سطح قابل قبولی که استنباط بدست آمده از آن در مورد سیستم واقعی، صحیح باشد . [۱۲]

۸ـ طرح آزمایش : انجام یک شبیه سازی کاملاً مشابه با انجام آزمایش دریک آزمایشگاه می باشد. اجرای شبیه سازی، به این منظور انجام می شود که داده های مطلوب تولید شوند و تحلیل حساسیت انجام گیرد .[۱۲]

۹ـ اجرای مدل و تحلیل نتایج : اجرای مکرر مدل شبیه سازی شده و تحلیل آن به منظور برآورد معیارهای عملکرد طراحیهائی از سیستم که شبیه سازی می شود به کارمی رود و براساس

اجراهایی که کامل شده اند تحلیگر تعیین می کند که آیا اجراهای اضافی مورد نیاز است و اگر چنین است، تجربه های اضافی از چه طرحی باید پیروی کنند .[۱۰]

۱۰ـ مستند سازی : ثبت فعالیت ها و نتایج پروژه و نیز مستند سازی و موارد استفاده آن می باشد . [۱۲]

۱۱ـ کاربرد : موفقیت این مرحله به این بستگی دارد که یازده گام پیش از آن چقدر خوب اجرا شده باشند .

۲ـ۶ـ مزایای بکارگیری شبیه سازی کامپیوتری

شبیه سازی کامپیوتری امکانات بسیار مناسبی در اختیار تحلیلگر قرارمی دهد که در دیگر روشهای شبیه سازی وجود ندارد. در نتیجه تحلیلگر با بکارگیری این روش می تواند براحتی سیستم را مورد مطالعه و بررسی قراردهد. مزایای این روش عبارتند از :

الف ـ کنترل مدت زمان شبیه سازی : در این مدل زمان را می توان برحسب نیاز فشرده کرد و یا گسترش داد. در نتیجه بررسی کننده قادر است چندین سال از فعالیت یک سیستم را در چند ثانیه ملاحظه و بررسی نماید، و یا تغییراتی که بعلت بالا بودن سرعت ایجاد آنها در سیستم واقعی قابل مشاهده یا مطالعه نمی باشند می توان با کند نمودن زمان در مدل آن را کنترل و بررسی کرد.[۱۰]

ب ـ تست موثر سیستم بدون گسیختن : در یک بررسی گاه لازم است که حرکت زمان مشاهده و بررسی سیستم را متوقف کرده و نتایج بدست آمده تا این لحظه را مطالعه نمود و پس از تصمیمهای لازم، بررسی را از همان نقطه توقف از سرگرفت. برای اینکار تمام پدیده های وابسته به سیستم مورد برزسی باید وضعیت خود را تا شروع مجدد بررسی و آزمایش دقیقاً حفظ کند، این امکان در همه روشهای مطالعه سیستمها وجود ندارد، اما در شبیه سازی کامپیوتری عمل مذکور به سادگی صورت پذیراست.[۹]

ج ـ آنالیز حساسیت سیستم :دراین روش براحتی میزان اثر متغیرها و چگونگی تاثیر متغیرها روی یکدیگر تعیین می گردد. بدین منظور باید در هریک از دفعات تکرار، تنها مقادیربعضی از پارامترها را به منظور دریافت اثر آنها به رفتار سیستم و نتایج حاصل تغییر داد . [۱۳]

د ـ کاهش ریسک : شبیه سازی کامپیوتری قادر به بررسی تغییرات جدید در سیستمهای موجود ومطالعه سیستمهایی که در مرحله طرح هستند، قبل از صرف هرگونه نیرو، سرمایه و زمان برای پیشرفت و یا ایجاد فیزیکی آنها می باشد. همچنین بررسی و آزمایش سیستمهای فرضی که احیاناً ایجاد مطالعه آنها به وسیله روشهای دیگر غیرممکن یا خطرناک می باشد، با این روش امکان پذیر است.[۹]

وـ آنالیز چرا ؟ : در این روش براحتی می توان وضعیتهای جدید را اعمال کرد و نتایج آن را در مدل مشاهده نمود . [۱۳]

ر ـ ابزارارتباطات : در این روش نتایج به صورت گویا روی صفحه نمایش ارائه می گردد حتی براحتی می توان با بکارگیری برنامه های انیمیشن ساز نمایشی از عملیات و نتایج را روی صفحه نمایش کامپیوترمشاهده کرد.[۱۳]

باتوجه به مزایای فوق، اهمیت بکارگیری این روش برای تجزیه و تحلیل سیستمهای بسیار پیچیده محسوس می باشد. از این رو، روش مزبور دارای کاربردهای زیادی در صنایع مختلف می باشد. بدلیل اهمیت و کاربردهای فراوان شبیه سازی کامپیوتری برنامه ها و نرم افزارهای متعددی توسعه داده شده اند .

۲ـ۷ـ کاربرد شبیه سازی کامپیوتری درطراحی سیستم بارگیری و باربری معدن

امروزه با رشد روزافزون کامپیوتر و گسترش زبانهای ویژه شبیه سازی، این روش به ابزاری پرقدرت درطراحی، آنالیز و کنترل سیستمهای پیچیده تبدیل شده است .

شبیه سازی کامپیوتری از سال ۱۹۶۱ تاکنون بطور چشمگیر و موفقیت آمیزی در مطالعه عملیاتهای مختلف معدنی استفاده شده است. لذا با بکارگیری این روش می توان عملیاتهای پیچیده معدنی را با صرف هزینه کم درمدت زمان کوتاهی مورد تجزیه و

تحلیل قرارداد. در نتیجه طراحهای پیشنهادی را می توان بصورت کامپیوتری اجرا کرد و نتایج آنها را برای انتخاب طرح مناسب با هم مقایسه کرد. از این رو، شبیه سازی کامپیوتری از کارآمدترین و پیشرفته ترین ابزارها برای تصمیم گیری می باشد. لذا صاحبان و مدیران معادن می توانند از این روش در ارائه راهها و روشهای بهینه جهت استفاده موثر از منابع و کم کردن مقدار هزینه و بطور خلاصه افزایش بهره وری در مقدار تولید استفاده کنند. از این رو، شبیه سازی کامپیوتری ابزاری مناسب برای رقابت شرکت ها با یکدیگرمحسوب می گردد .

قدمت استفاده از روش شبیه سازی کامپیوتری در تجزیه و تحلیل مسائل معدنی به سال ۱۹۶۱ بر می گردد. دراین سال برای اولین بار کارستن [۱] و ریست [۲] از این روش برای شبیه سازی کامپیوتری سیستم حمل و نقل معدن زیرزمینی ملیبدونیوم کلیماکس کلرادو[۳] استفاده کردند. [۱۴]

پس از مقبولیت و گسترش آن در شبیه سازی عملیاتهای پیچیده معدنی، این روش موارد استفاده متعددی را در معدن پیدا کرد. برای مثال از روش مزبور در شبیه سازی سیستمهای حمل و نقل معادن (روباز و زیرزمینی)، مطالعه و ارزیابی، بکارگیری سیستم دیسپچینگ در معدن، شبیه سازی کارخانه کانه آرایی، تعیین وسایل معدنی و عملیاتهای حفاری و آتشباری و غیره در معدن استفاده می شود .

۲-۷-۱- بکارگیری شبیه سازی کامپیوتری در سیستم حمل و نقل

بارگیری و حمل مواد در معادن سطحی و زیرزمینی، عامل بسیار مهمی در مقدار تولید می باشد. از این رو تعیین حجم بهینهٔ ناوگان حمل و نقل و استفادهٔ بهینه از آنها تاثیر چشمگیری در کاهش هزینه های سرمایه گذاری و عملیاتی و افزایش مقدار تولید خواهند داشت .

معمولاً این روش برای بهینه سازی سیستمهای بارگیری و حمل مانند کامیون و شاول در معادن سطحی، قطارها وLHD ها در طبقات معادن زیرزمینی استفاده می شود .

1-Karsten
2-Rist
3-Climax Clorado

۲-۷-۱-۱- تعیین حجم بهینه ناوگان بارگیری و حمل در معادن روباز

برای تعیین میزان تولید واقعی یک ناوگان حمل و نقل، شبیه سازی سیستم مزبور تمامی بخشهای عملیاتی معدن با هم در مدل دیده می شوند. بخشهای عملیات مزبور شامل قسمتهای زیرمی باشد. [۱۵]

۱ـ عملیاتهای استخراجی

۲ـ نقشه جاده های حمل مواد

۳ـ عملیات انباشت مواد

۴ـ عملیات مخلوط کردن مواد

۵ـ عملیات توزیع ماشین آلات

بطور کلی سیستمهای حمل و نقل در معادن روباز بدین شکل می باشند: در ابتدا برای شروع عملیات بارگیری، کامیونها بسوی شاول گسیل می گردند . زمان انتظاربارگیری برای تراک اول صفرمی باشد مگراینکه سطح زمین توسط بولدوزر در حال تمیز شدن باشد. شاول تراک را بارگیری می کند، و پس از پایان بارگیری، تراک برحسب نوع مواد بارگیری شده به سمت مقصد مشخصی گسیل می شود. تراکها پس از تخلیهٔ مواد به سمت شاولها باز می گردند. زمانیکه تراک به نزدیک شاول می رسد و در صورتیکه تراکهای دیگری در صف بارگیری باشند، تراک درصف منتظر می ماند. در غیراینصورت فوراً بارگیری تراک شروع می شود. عملیات بارگیری و حمل بصورت پیوسته انجام میگردد، مگراینکه بدلیل تاخیرهای موجود توقفی ایجاد گردد.[۱۶]

برای شبیه سازی عملیات سیستم حمل و نقل در معادن بایستی عوامل موثر در میزان تولید سیستم بارگیری، عوامل متعدد موثردر مقدار تولید تراک و عوامل ثانویه موثر در تولید شاول و تراک را شناسایی نمود و در دسترس مدل قرار داد. بطور کلی عوامل موثر در میزان تولید سیستم بارگیری عبارتند از: زمان سیکل کاری شاول، فاکتور پرشوندگی، زمان استقرار تراک در پای شاول، توزیع مناسب تراک و تاخیرهای موجود در سیستم بارگیری.[۱۶]

عوامل متعدد موثر در مقدار تولید تراک عبارتند از : ظرفیت نسبی تراک و شاول ، ظرفیت بخشهای سنگ شکنی و انباشت، وضعیت حفاری و آتشباری، طول مسیر حمل و شیب مسیر،

مقاومت غلطشی، مهارت کاربر، شرایط جوی، طرح جاده ها، نگهداری جاده، برنامه زمانی، تعمیرو سرویس تراکها، عمرتراک و سرپرستی. عوامل ثانویه موثر در تولید تراک و شاول عبارتند از : تاخیرهای ماشین آلات در محلهای سنگ شکن و تخلیه، مدت زمان تعویض شیفت، علایم راهنمایی موثر در جهت بارکردن کامیون، سیستم توزیع کامیونها .

با شناسایی و جمع آوری اطلاعات مزبور و تاثیر آن در مدل با استفاده از سیستم توزیع کامپیوتری می توان به منظور بهینه کردن تولید بین ماشین های بارگیری و حمل و سنگ شکن توازن برقرار کرد .

درنتیجه با بهینه سازی بخشهای موثر در تولید می توان مقدار تولید معدن را در اثر تغییر پارامترهای موثر در مرحله طراحی، مورد مطالعه قرارداد. همچنین با بهینه سازی بخش های موثر در تولید می توان مقدار تولید معدن را به مقدار تئوری آن نزدیک کرد. بطور کلی در شبیه سازی سیستم حمل و نقل در مرحله طراحی باید به پرسشهایی نظیر موارد زیر پاسخ داد :[۱۷]

۱ـ مقدار اعتبار مدل شبیه سازی شده چقدر است ؟

۲ـ نتایج مدل شبیه سازی شده چقدر با واقعیت منطبق است ؟

۳ـ اختلاف تولید بین ناوگان تراکهای بزرگ و کوچک چقدر می باشد؟ اختلاف تولید برای شاولهای با ظرفیتهای مختلف چقدر می باشد ؟ و نیز اختلاف تولید برای سنگ شکنهای با ظرفیتهای مختلف چقدر است ؟

۴ـ سودحاصل از کاهش یک دقیقه در زمان حمل چقدر است ؟

۵ـ آیا استفاده از دو محل تخلیه به صرفه است ؟

۶ـ آیا تراکها باید به شاولهای مشخص اختصاص داده شوند یا اینکه آزاد باشند تا به سوی هرشاول گسیل شوند ؟

۷ـ درصورتیکه یک سینه کارجدید در معدن باز شود چه تعداد تراک جدید باید خریداری گردد ؟ و چه تعداد شاول ؟

۹ـ چه زمان باید تراک و یا شاول جدید خریداری گردد ؟

۱۰ـ تعویض تراکهای قدیمی چه زمانی باید صورت گیرد ؟

از این رو شبیه سازی کامپیوتری به طور مطلوبی برای آنالیز حساسیت و مشاهده اثرتعویض در سیستم کاربرد دارد. در نتیجه با پاسخ به سوالهای مزبور و ارزیابی طرح های مختلف می توان طرح بهینه را انتخاب و اجرا کرد .

۲ـ۸ـ موارد دیگر کاربرد شبیه سازی کامپیوتری در معادن

علاوه بر کاربرد شبیه سازی در طراحی و بهینه سازی سیستم بارگیری و حمل در معادن روباز که به آنها اشاره شد، برخی دیگر از نمونه های کاربرد شبیه سازی کامپیوتری در معادن عبارتند از :[۱۸]

۱ـ شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل در معادن زیرزمینی

۲ـ شبیه سازی شبکه های نوار نقاله

۳ـ بکارگیری شبیه سازی کامپیوتری درفرآیند فرآوری معادن .

۴ـ شبیه سازی عملیات معدنکاری اطاق و پایه .

۵ـ شبیه سازی عملیات اکسکاواتورهای بیل چرخشی .

۶ـ بکارگیری شبیه سازی کامپیوتری برای کنترل ترافیک در معادن ذغالسنگ .

۷ـ شبیه سازی عملیات LHD در معدنکاری اطاق و پایه در معان ذغالسنگ .

۸ـ تعیین محل مناسب برای سنگ شکنهای متحرک در داخل کاواک .

۹ـ شبیه سازی عملیات کارخانهٔ ذوب مس .

۱۰ـ شبیه سازی کامپیوتری عملیات دراگ لاین در معادن سطحی ذغالسنگ .

فصل سوم

مروری بر نرم افزار شبیه ساز TALPAC

۳ـ۱ـ مقدمه ای بر TALPAC

بطورکلی TALPAC یک نرم افزار شبیه ساز کامپیوتری برای تخمین سودمندی سیستم بارگیری و حمل در معدن می باشد. کلمهٔ TALPAC مخفف عبارت :

(Truck And Loader Productivity Analysis Computer System)

است که به معنای سیستم کامپیوتری آنالیز سودمندی لودرو کامیون می باشد .

۳ـ۲ـ کاربردهای TALPAC

TALPAC ممکن است جهت آنالیز ناوگان موجود و یا برای رسیدگی کردن به عملکرد ناوگان جدید که در سطح زمین در حرکت هستند استفاده شود . در هر صورت ممکن است اجرای یک ناوگان مشخص، آزمایش شود و یا اینکه یک مقایسه برای دو یا چند ناوگان مختلف صورت گیرد. کاربردهای عملی TALPAC به این شرح می باشد :[۱۹]

۱ـ محاسبه و آنالیز زمان کامیون

۲ـ آنالیزعملکرد ناوگان موجود و رسیدگی کردن به کار ناوگان های جدید معدنکاری .

۳ـ مقایسهٔ تعداد مختلفی ناوگان با یکدیگر .

۴ـ تخمین سودمندی ناوگان برای استفاده در مطالعات طراحی کوتاه مدت و طولانی مدت .

۵ـ مقایسهٔ سودمندی استفاده از روشهای بارگیری گوناگون برای تعیین تکنیک بارگیری بهتر

۶ـ آنالیزحساسیت درطراحی جاده .

۷ـ محاسبهٔ نرخ استهلاک لاستیک برای انتخاب بهینهٔ لاستیک .

۸ـ تخمین سوخت مصرفی برای استفاده در محاسبات هزینهٔ بهره برداری .

۹ـ بهینه کردن اندازهٔ ناوگان کامیون .

۱۰ـ آنالیز تجهیزات بارگیری جهت بهینه کردن اندازهٔ جام لودر وظرفیت کامیون.

۱۱ـ مقایسهٔ نتایج از محاسبات انجام شده .

۳ـ۳ـ اجزاء سیستم حمل و نقل

اولین قدم در TALPAC ، توصیف سیستم حمل و نقلی که بصورت مدل درآمده است، می باشد. اطلاعات دربارهٔ هرسیستم بارگیری و حمل در اجزاء زیر فهرست شده است که بطور مختصر توضیح داده خواهد شد :[۱۹]

۱ـ سیکل بارگیری و حمل .[۱]

۲ـ نوع مواد .[۲]

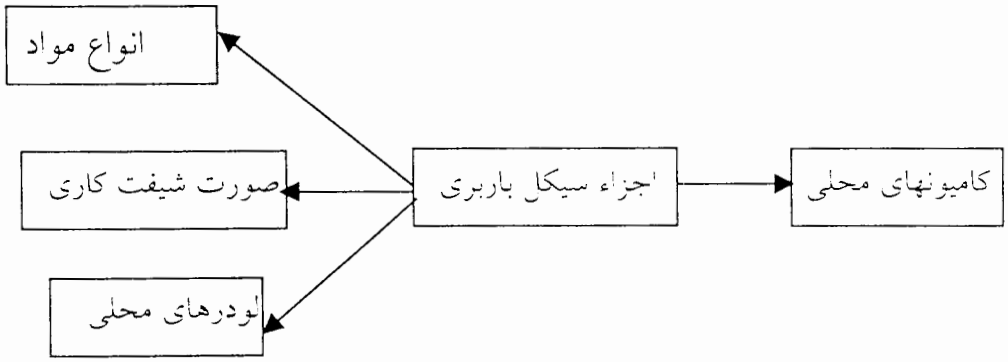
۳ـ مشخصات شیفت کاری یا فهرست شیفت [۳]

۴ـ اطلاعات دستگاه بارکننده .[۴]

۵ـ اطلاعات کامیون .[۵]

اطلاعات مربوطه به هرجزء سیستم حمل و نقل دریک قالب ذخیره شده است که اتصال این قالبها به یکدیگر دریک سیستم حمل و نقل به ما اجازه می دهد تا آنالیزها را روی این سیستم اجراء نمائیم .

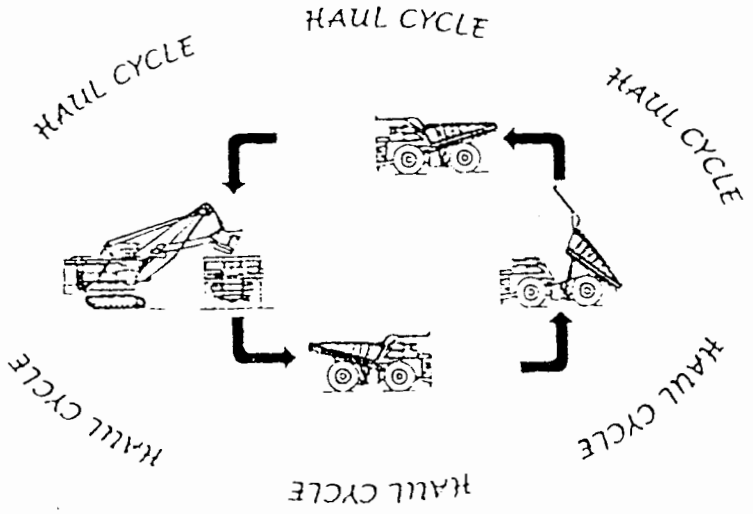
نمودار زیراجزاء سیستم حمل و نقل را نشان می دهد :



اجزء سیستم بارگیری و باربری [۱۹]

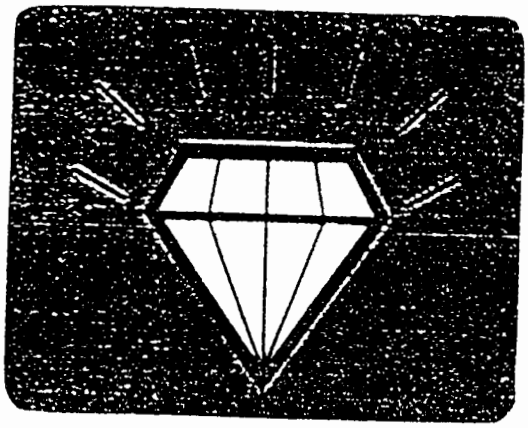
1-haul cycle
2-material type
3-shift roster
4-loader data
5-truck data

۳-۳-۱- سیکل بارگیری و حمل



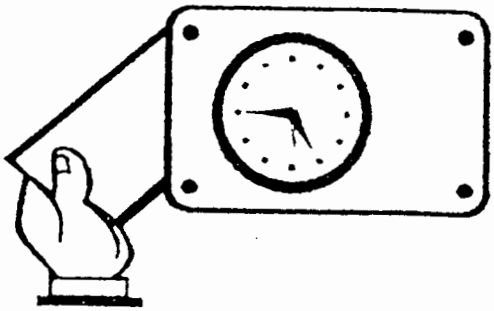
این سیکل به بخشهایی برای ورود به TALPAC تقسیم شده است. در این بخشها ممکن است زمان کارهایی مانند بارگیری، حمل، تخلیه و تأخیرات آنها ثابت فرض شود و یا اینکه به آنها مقادیری نسبت داد. عناصر مسیر باربری متوسط فاصله، درجه، مقاومت چرخشی و سرعت های مجاز، تعریف شده اند. بنابراین کاربر قابلیت انعطاف برای مرتب کردن عناصر باربری درهردستورمورد نیازرا خواهد داشت . [۱۹]

۳_۳_۲_نوع مواد



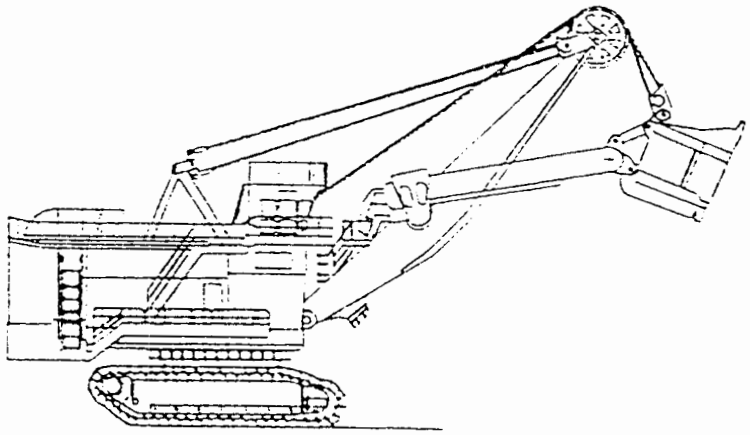
مشخصات فیزیکی موادی که در سیستم باربری، حمل می شوند ظرفیت کامیونها و لودرها را کنترل خواهند کرد. خواص فیزیکی مواد مختلف در الگوی نوع مواد ذخیره شده اند. اطلاعات ویژه شامل چگالی مواد و فاکتور پرشوندگی مواد هستند. این خصوصیات برای تعدادی از مواد استاندارد تهیه شده است و می تواند الگو قرارگیرد. [۱۹]

۳_۳_۳_ مشخصات شیفت کاری



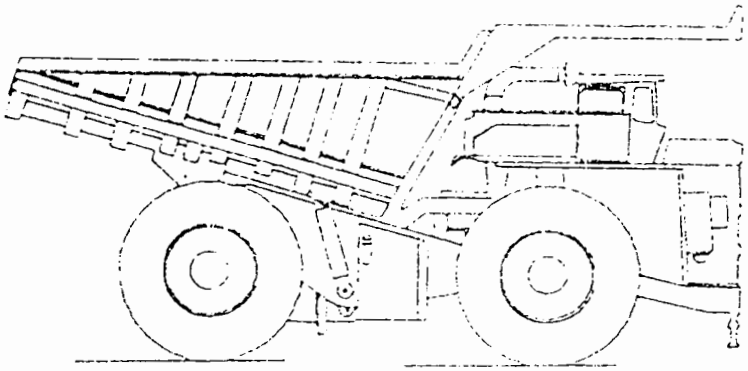
زمان کاری برای سیستم باربری بصورت الگوی فهرست شیفت، مشخص شده است و هر کاربر می تواند، تاخیرات عملیاتی و غیرعملیاتی را وقتی که شیفت شروع و پایان می یابد، مشخص کند. از زمان کاری در تعیین تولید سالیانه استفاده می شود. همچنین ساعات عملیاتی در محاسبهٔ هزینه های عملیاتی برای بدست آوردن جریان نقدینگی در آنالیز تولید و بهینه سازی استفاده می گردد . [۱۹]

۳_۳_۴_الگوی لودر یا بارکننده



بعضی اطلاعات در الگوی لودر از اطلاعات اولیه و پایه ای دستگاه بارکننده تهیه شده است در حالیکه اطلاعات دیگر مستقیماً وارد می شود. در الگوی لودر می توان از جام استاندارد استفاده نمود و یا اینکه انتخاب دیگری از خود به آن اضافه نمود . اطلاعات دیگر لودر شامل هزینه های سرمایه ای و عملیاتی به داخل الگوی لودر وارد می شود . [۱۹]

۳_۳_۵_الگوی کامیون



بیشتر از سه نوع کامیون مختلف ممکن است در یک سیستم حمل و نقل موجود باشد . اطلاعات برای هر کامیون در یک الگوی جداگانه ذخیره شده اند. اطلاعات کلی کامیونها از اطلاعات پایهٔ کامیونها بدست آمده اند، در حالیکه اطلاعات ویژه برای کامیون و شرایط محلی ممکن است توسط کاربر اضافه شود .[۱۹]

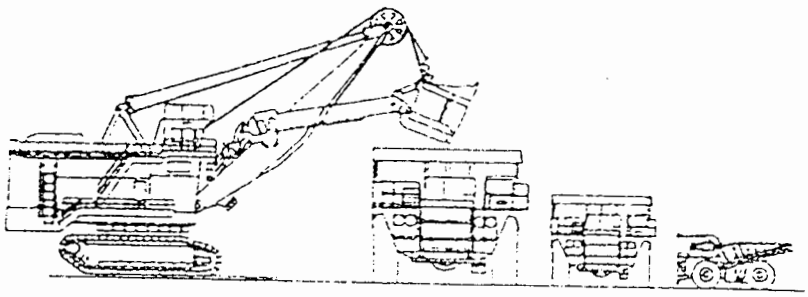
برای مثال اطلاعات ذخیره شده در الگوی کامیون شامل هستند بر: زمان درجا کارکردن، در دسترس بودن، زمان تخلیه ،هزینه های سرمایه ای و عملیاتی و غیره . تعداد هر نوع از کامیون نیز بایستی در سیستم حمل و نقل مشخص شود .[۱۹]

۳ـ۴ـ محاسبات TALPAC

درTALPAC تعدادی محاسبات می توانند اجرا شوند، که این محاسبات شامل :

آنالیز تولید، جزئیات سیکل باربری، بهینه سازی و آنالیز بارگیری می باشد که بطور خلاصه توضیح داده می شوند :[۱۹]

۳ـ۴ـ۱ـ آنالیز تولید [1]



دو روش در TALPAC برای آنالیز سودمندی سیستم باربری وجود دارد که به این شرح می باشند :

1-production analysis

الف ـ تخمین فوری :[1]

تخمین فوری، سودمندی یک شبیه سازی قطعی یک ناوگان کامیون و لودر برروی یک مسیر باربری بخصوص می باشد. نزدیکی قطعی برای محاسبهٔ سودمندی یک ناوگان بستگی به اجزاء سیستم حمل و نقل دارد که آیا تغییرات زیادی از یک رویداد به رویداد دیگر دارند یا خیر. این فرض ممکن است بدلیل تاخیرات تخمین زده شده از صف بندی باشد که بدلیل تغییر پذیری اجزاء سیستم حمل و نقل بوجود می آید .

ب ـ شبیه سازی کلی [2] :

شبیه سازی کلی یک شبیه سازی احتمالی از یک ناوگان کامیون ولودر برروی یک قسمت حمل و نقل ویژه می باشد. برای دست آوردن نتایج صحیح ،نزدیکی احتمالی برای محاسبهٔ سودمندی یک ناوگان ضروری می باشد، اما در هرحالت، اجزاء حمل و نقل تغییرات زیادی می کنند این مسئله می تواند اثر قابل ملاحظه ای برروی سودمندی داشته باشد. روشهای بارگیری مختلفی می تواند در نظرگرفته شود، مانند بارگیری یک طرفه یا دوطرفه و استراتژی کامیون پر و یا جام پر .

۳ـ۴ـ۲ـ اساس محاسبات TALPAC :

شبیه سازی TALPAC از نوع شبیه سازی استاندارد می باشد. همانطور که ذکر شد شبیه سازی استاندارد نیاز به یک سری پارامترهای سیستم مانند سرعت حمل کامیون، شیب جاده، مقاومت غلتشی و امثالهم دارد که به وسیله یک سری معادلات ریاضی بیان می شوند و تقریباً پیچیده است.[۶]

---

[1] -quick estimate
[2] -full simulation

مهمترین محاسبات در TALPAC ، محاسبهٔ زمان سفرکامیون (زمان رفت و برگشت کامیون) در یک مسیر خاص می باشد. برای محاسبهٔ زمان سفر کامیون در هر جادهٔ باربری از فرمولهای استاندارد زیر استفاده می شود :

$F=ma$

$V_1=V_0+at$

$V_1^2=V_0^2+2as$

$S=V_0t+1/2at^2$

F : نیروی وارده به کامیون

m : جرم کامیون

a: شتاب حرکت

V_0: سرعت اولیه

V_1: سرعت نهایی در هر قسمت

t: زمان صرف شده سفر در هر قسمت

s: مسافت هرقسمت

فرمولهای بالا برای محاسبهٔ قسمتهایی فراهم شده است که شتاب (a) در آنها ثابت هستند. بطور خلاصه،TALPAC با استفاده از روابط فوق، زمان رفت و برگشت کامیون را محاسبه نموده و این زمان را با زمان بارگیری و تخلیه و تأخیرهای ثابت و متغیر جمع نموده و در نهایت زمان یک سیکل کامل باربری کامیون را محاسبه و توانایی تولید هرکامیون در یک ساعت عملیاتی و در نتیجه توانایی تولید کامیون در هر شیفت کاری و به همین ترتیب در هر روز و هرسال را محاسبه می‌نمائیم. بنابراین با در اختیار داشتن تولید هر کامیون در سال می توان به حداقل تعداد کامیون لازم برای رسیدن به تولید سالانهٔ معدن. دست یافت .

۳ـ۴ـ۳ـ بهینه سازی[1]

در TALPAC پارامترهای زیردرسیستم حمل و نقل می توانند بهینه شوند:[۱۹]

- اندازهٔ ناوگان [2]
- قدرت موتور[3]
- سرعت انتقال [4]
- ضریب کشش[5]
- ظرفیت کامیون یا بار[6]
- مقاومت چرخشی [7]

1-optimization
2-Fleet size
3-motor power
4-Tranmission speed
5-Traction coefficent
6-payload
7-Rolling Resistance

۳ـ۴ـ۴ـ آنالیز بارگیری[1]

مدل آنالیز بارگیری در TALPAC ، وسیله ای برای بهینه کردن اندازهٔ کامیون و اندازهٔ جام لودر است. کاربردهای آنالیز بارگیری شامل نرخ نسبت داده شدهٔ بار به واحدهای باربری و بارگیری و راهنمایی مصرف کننده در انتخاب وزن و اندازهٔ تجهیزات می باشد. برای واحدهای بارگیری، ماکزیمم نرخ بار شامل وزن جام لودر بعلاوه ظرفیت ترابری مواد است. انتخاب اندازهٔ جام لودر و اندازهٔ کامیون متناسب با چگالی مواد، بارنسبت داده شده، و تعداد واحدهای بارگیری، می باشد .[۱۹]

۳ـ۴ـ۵ـ جدول نتایج[2]

جدول نتایج، امکانی برای جدول بندی نتایج از یک سری محاسبات TALPAC می باشد. نتایج هرمحاسبه برای آنالیز بعدی مورد استفاده قرار می گیرد که می تواند چاپ شده یا رسم شوند .

این نتایج ما را قادر می سازند تا محاسبات را بسرعت انجام داده و خلاصهٔ نتایج محاسبات را برای خواندن آسان، داشته باشیم .[۱۹]

۳ـ۴ـ۷ـ خروجی TALPAC[3]

امکانات خروجی در TALPAC شامل سه قسمت می باشند به نامهای : انتخاب خروجی چاپ، گزارش مدیر و انتخاب خروجی گرافیکی. همهٔ این امکانات بصورت مستقیم و بطور دستی انتخاب می شوند. انتخابهای خروجی در TALPAC شامل چاپ کردن، نقشه کردن و صفحهٔ نمایشگر و فایلها هستند .

بطورکلی خروجیهای TALPAC بصورت عددی و گرافیکی هستند .[۱۹]

1-Loding Analysis
2-Results table
3 -TALPAC output

فصل چهارم

طراحی تجربی یا کلاسیک سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون

۴ـ طراحی تجربی سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون

طراحی تجربی ناوگان حمل و نقل معدن مس سونگون برای دو ناوگان پیشنهاد شده ازطرف شرکتهای مشاور، بطور مجزا صورت می گیرد. ناوگان اول شامل شاولهای با ظرفیت جام ۱۵ مترمکعب به همراه کامیونهای ۱۳۶ تنی و ناوگان دوم شامل شاولهای با ظرفیت جام ۱۰/۶ مترمکعبی و کامیونهای ۱۰۹ تنی بوده و محاسبات بطور جداگانه برای این دو ناوگان انجام می گیرد :[۶]

۴.۱ـ محاسبهٔ تعداد ماشین آلات بارگیری و باربری (ناوگان اول)

در محاسبات مربوط به ناوگان اول، شاول با ظرفیت جام ۱۵ مترمکعب با کامیونهای ۱۳۶ تنی در نظرگرفته شده است :

۴.۱.۱ـ محاسبهٔ ظرفیت تولید سیستم بارگیری (شاول)

پارامترهای مربوط به معدن مس سونگون از این قرارند :

F_s=0.76 فاکتور تورم

F_{SK}=0.9 فاکتور چرخش شاول

F=0.8 فاکتور پرشوندگی جام

ABC=15 m^3 ظرفیت واقعی جام شاول

J_e=0.8 بازدهی عملیات

SGr=2.5 ton/m3 وزن مخصوص متوسط مواد

Ct =40 Sec زمان سیکل بارگیری شاول

ظرفیت تولید شاول برحسب تن در ساعت خواهد بود .[۶]

$$msph = \frac{3600 \times ABC \times F_s \times F_{SK} \times J_e}{C_t} \times SG$$

$$msph = \frac{3600 \times 15 \times 0.8 \times 0.76 \times 0.8 \times 0.9}{40} \times 2.5$$

$$msph = 1477 \quad ton \quad houre$$

ازطرفی ساعات کارمفید در سال برابراست با :

Whpy=Nspy×whps×Ra (1-4)

که Nspy : تعداد شیفت در سال

whps : ساعات کارمفید در یک شیفت

Ra :راندمان واقعی شاول می باشد .

Nspy=Nadpy×spd (2-4)

که Nadpy ؛ تعداد روزهای قابل دسترس در سال که از کسرتعداد روزهای تعطیل رسمی وروزهای تعطیل آخرهرهفته ازکل روزهای سال بدست می آید، یعنی :

Nadpy=365-62=303 روز

و Spd ؛ تعداد شیفت کاری در روز می باشد .

بااستفاده از رابطه (۴-۲) خواهیم :

Nspy=303×3=909 تعداد شیفت در سال

راندمان شاول (Ra) برابر 0.8 و تعداد ساعات کارمفید در یک شیفت (whps) ،با وجود اینکه هرشیفت ۸ ساعت است، اما بعلت صرف غذا و چای توسط کارکنان و زمانهای سوختگیری و تمیز کردن پای شاول و غیره ،زمان کاری مفید در هر شیفت در صورت عدم خرابی دستگاهها برابر ۶ ساعت خواهد بود پس ساعات کار مفید در سال با استفاده از رابطهٔ (۴-۱) چنین است :

whpy=909×6×0.8=4363 hour/year

تولید سالیانهٔ شاول خواهد بود :

تولیدسالیانه شاول =1477(ton/hour)×4363(hour/year)=6.444.150 Ton/year

۴-۲-۴- محاسبهٔ تعداد شاول مورد نیاز

تعداد دستگاه بارگیری مورد نیاز برای رسیدن به تولید ۲۵ میلیون تن در سال از رابطه بدست می آید :

$$NS = \frac{\text{تولید سالیانهٔ معدن}}{\text{تولیدسالیانهٔ یک شاول}}$$

تعداد شاول مورد نیاز معدن : $NS = \frac{25,000,000}{6,444,150} = 3.88 \approx 4$

۴-۳-۴- محاسبهٔ ظرفیت تولید کامیون (ناوگان اول)

بدلیل اینکه تولید شاول در هر ساعت قبلاً محاسبه گردیده است برای بدست آوردن تعداد کامیون مورد نیاز برای هر شاول از رابطهٔ مربوط به حداکثر تولید هرکامیون در ساعت بدین طریق استفاده می کنیم :[۶]

$$PPH = \frac{60 \times F_j}{CT} \times TC \qquad (3-4)$$

که در این رابطه PPH : تولید هرکامیون در ساعت

TC : ظرفیت کامیون برحسب تن

CT : زمان یک سیکل کاری کامیون برحسب دقیقه

Fj: راندمان عملیات یعنی نسبت بین دقایقی در ساعت که عملیات ادامه دارد به ۶۰ (یک ساعت)

پس داریم : $Fj=50/60=0.83$

ازطرف دیگر داریم : $(4-4)$

$$CT = F_t + V_t$$

$$F_t = \frac{HD}{V_1} + \frac{HD}{V_2}$$

که Ft: زمان رفت و برگشت برحسب دقیقه

Vt : مجموع زمان بارگیری و تخلیه و تأخیرها برحسب دقیقه

HD : فاصله حمل برحسب کیلومتر است و برابر است با :

توضیح اینکه در رابطه بالا :

$$HD = 2.803 \times \left(\frac{5,000,000}{25,000,000} \right) + 1.652 \times \left(\frac{20,000,000}{25,000,000} \right) = 1.82 \qquad km$$

km 2.803= متوسط مسافت حمل مادهٔ معدنی تا سنگ شکن در سال اول [۲۰]

km 1.652= متوسط مسافت حمل باطله تا محل دپوی باطله در سال اول[۲۰]

ton 5,000,000= مجموع ماده معدنی که بایستی درسال اول جابجا شود[۲۰]

ton 20,000,000= مجموع باطله ای که بایستی در سال اول جابجا شود[۲۰]

و V_1. V_2 سرعتهای رفت و برگشت کامیون (برحسب کیلومتر در دقیقه) می باشد بنابراین :

$$F_t = \frac{1.82}{25/60} + \frac{1.82}{35/60} = 7.56$$ دقیقه

V_t= زمان بارگیری + زمان تخلیه + مجموع تأخیرها

V_t=2.5+1+1=4.5 دقیقه

حالا با استفاده از رابطهٔ (۴-۴) زمان یک سیکل باربری چنین است :

CT=7.56+4.5=12.06 ≈ 12 دقیقه

بنابراین با استفاده از رابطهٔ (۴-۳) تولید هرکامیون در هر ساعت برابر خواهد شد با :

$$PPH = \frac{60 \times 0.83}{12} \times 136 = 565$$ (تن در ساعت)

و حالا تعداد کامیون مورد نیاز برای هر شاول (NTPS) برابراست با :

$$NTPS = \frac{Msph}{PPH}$$

که Msph : تولید شاول در هرساعت است که قبلاً آن را محاسبه نمودیم ،

و PPH : تولید هرکامیون برحسب تن در ساعت می باشد .

پس تعداد کامیون موردنیاز هرشاول برابر است با :

$$NTPS = \frac{1477}{565} = 2.62 \sim 3$$

۴ـ۱۴ـ محاسبهٔ تعداد کامیون مورد نیاز معدن (ناوگان اول)

با توجه به اینکه تعداد واحد بارگیری شاول مورد نیاز برای رسیدن به تولید ۲۵ میلیون تن در سال قبلاً برابر چهار عدد تعیین گردیده است ، بنابراین تعداد کامیون مورد نیاز معدن برای ناوگان اول برابراست با :

تعداد کامیون مورد نیاز هرشاول × تعداد شاول مورد نیاز = تعداد کامیون مورد نیاز معدن

تعداد کامیون مورد نیاز: =4×3=12

۴ـ۲ـ محاسبهٔ تعداد ماشین آلات بارگیری و حمل (ناوگان دوم)

محاسبات ناوگان دوم براساس شاول با ظرفیت جام ۱۰/۶ مترمکعب و کامیونهای با ظرفیت ۱۰۹ تن ،انجام می گیرد .

۴ـ۲ـ۱ـ محاسبهٔ ظرفیت تولید هرشاول

با استفاده از روابطی که برای محاسبهٔ تعداد ناوگان اول از آنها استفاده شد ، محاسبات ناوگان دوم نیز انجام گرفته که بصورت خلاصه ذکر می گردند :

ظرفیت تولید هر شاول در ساعت برابراست با : ثانیه C=35

$$msph = \frac{3600 \times 10.6 \times 0.8 \times 0.76 \times 0.8 \times 0.9}{35} \times 2.5$$

ظرفیت تولید هر شاول (تن در ساعت) msph=1193

تولید سالیانهٔ هرشاول =1193(ton/hour)×4363(hour/year)

=5,205,970 (ton/year)

۴ـ۲ـ۲ـ محاسبهٔ تعداد شاول مورد نیاز معدن

$$NS = \frac{\text{تولید سالیانهٔ معدن}}{\text{تولیدسالیانهٔ یک شاول}}$$

تعداد شاول مورد نیاز معدن :

$$NS = \frac{25.000.000}{5205970} = 4.8 \approx 5$$

۴ـ۲ـ۳ـ محاسبهٔ ظرفیت تولید کامیون (ناوگان دوم)

مانند محاسبات انجام شده برای کامیون ۱۳۶ تنی، ابتدا حداکثرتولید کامیون ۱۰۹ تنی را در هر ساعت، محاسبه می کنیم، بنابراین داریم :

CT=11 دقیقه

Fj=0.83

TC=109 تن

بنابراین :

$$PPH = \frac{60 \times 0.83}{11} \times 109$$

تولید هرکامیون (تن در ساعت) PPH=493

بنابراین تعداد کامیون مورد نیاز هرشاول برابر است با :

کامیون مورد نیاز هرشاول

$$NTPS = \frac{1193}{493} = 2.41 \approx 3$$

۴-۲-۴- محاسبهٔ تعداد کامیون مورد نیاز معدن (ناوگان دوم)

تعداد کامیون مورد نیاز برای هر شاول× تعداد شاول مورد نیاز= تعداد کامیون مورد نیاز

پس داریم :

NT=5×3

تعداد ناوگان کامیون مورد نیاز :

NT=15

۴-۳- بررسی و مقایسه دوناوگان

نتیجهٔ محاسبات انجام شده برای ناوگان اول شامل، شاولهای با ظرفیت جام ۱۵ مترمکعب و کامیونها ۱۳۶ تنی و ناوگان دوم شامل شاولهای با ظرفیت ۱۰/۶ مترمکعبی و کامیونهای ۱۰۹ تنی، بطور خلاصه در جدول زیر آمده است :

جدول (٤-١) نتایج محاسبات طراحی تجربی سیستم ترابری معدن

ناوگان	نوع ماشین آلات	تعداد
ناوگان اول	شاولهای ۱۵ مترمکعبی	٤
	کامیونهای ۱۳٦ تنی	۱۲
ناوگان دوم	شاولهای ۱۰/٦ مترمکعبی	۵
	کامیونهای ۱۰۹ تنی	۱۵

با مقایسهٔ تعداد ناوگان بارگیری اول با ناوگان دوم، همانطور که مشاهده می شود اختلاف تعداد شاول محاسبه شده در دو ناوگان برابر یک شاول می باشد، همچنین اختلاف تعداد کامیون مورد نیاز در دو ناوگان برابر سه کامیون می باشد و این بدان معنی است که با کاهش ظرفیت ناوگان بارگیری و حمل، تغییراتی در تعداد ماشین آلات بارگیری و حمل مورد نیاز معدن، ایجاد می شود بنابراین تصمیم گیری و انتخاب هریک از این دو ناوگان نیازمند بررسی اقتصادی هر یک از این دو ناوگان و مقایسهٔ آنها با یکدیگر، می باشد که در فصل آینده به آن می پردازیم .

فصل پنجم

شبیه سازی سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون

۵ـ۱ـ هدف از شبیه سازی

هدف از این تحقیق طراحی بهینهٔ سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون و بالابردن بهره وری معدن، بوسیلهٔ شبیه سازی این سیستم می باشد. یکی از راههای بالابردن بهره وری در سیستم بارگیری و باربری معدن انتخاب بهینهٔ ظرفیت و تعداد تجهیزات بارگیری و باربری می باشد به عبارت دیگر، استفاده از حداکثر توان تجهیزات بارگیری و باربری، باعث بالارفتن بهره وری و کاهش هزینه های مربوط به این بخش خواهد شد .

۵ـ۲ـ مبانی شبیه سازی سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون

در مطالعاتی که قبل از این انجام شده ، طراحی سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون و بدنبال آن تعیین حجم و تعداد ناوگان بارگیری و باربری این معدن، براساس اصول طراحی کلاسیک یا اصطلاحاً روشهای دستی که قبلاً به آن اشاره شده است ، به انجام رسیده است. طبعاً این روشها بدلیل استفاده از قضاوتهای فردی و محدودیت در راهیافتهای رفت و برگشتی، نسبت به روشهایی که از توانایی های کامپیوتری استفاده می کنند، درجهٔ اعتبار کمتری خواهند داشت. در جائیکه در قریب به اتفاق معادن دنیا کاربرد اینگونه روشهای پیشرفته فراگیرشده است، نمی توان تصور کرد که معدنی با مقیاس معدن سونگون از این تکنیکها بی بهره باشد .

قبل از انجام هرگونه فرآیندی در خصوص بهینه سازی، لازم است یک سری اطلاعات پایه مورد نیاز نرم افزار بهینه سازی تهیه و تدوین گردد. در حقیقت اطلاعات فنی و از آن مهمتر اطلاعات و برآوردهای اقتصادی، جزو اصلی ترین مبانی بهینه سازی می باشند. این عوامل تأثیر

فراوانی در نتایج طراحیها داشته ولذا مطالعات تحلیل حساسیت[1]، که در حین طراحیها انجام می شود با استفاده از تغییر این عوامل انجام می شود. بدیهی است در پروژه ای نظیر مس سونگون که هنوز در فاز آماده سازی می باشد، اخذ ارقام دقیق در خصوص عوامل مذکور، بسیار مشکل می باشد چرا که بسیاری ازاین اطلاعات درواقع پس از تکمیل طراحی و آغاز بهره برداری از معدن قابل دسترسی می باشند. به هرحال در بسیاری از موارد به دلیل وجود خلاء اطلاعاتی ،از اطلاعات مشاورین قبلی و تجارب مشابه موجود در معدن مس سونگون و دیگر معادن ایران مانند مس سرچشمه و سنگ آهن چغارت، جهت برآورد پارامترهای مورد بحث استفاده گردیده است. دربرخی موارد نیز برای بالارفتن دقت پارامترها، ازاطلاعات و نرم افزارهای موجودجهانی استفاده شده است .

ذیلاً به بررسی اجمالی مبانی بکار رفته در شبیه سازی و بهینه سازی سیستم بارگیری و باربری معدن سونگون می پردازیم :

۵ـ۲ـ۱ـ مبانی فنی

۵ـ۲ـ۱ـ۱ـ تولید سالیانه و برنامه ریزی تولید

تعیین ظرفیت تولید سالانه برای معدن از جمله عواملی است که با استفاده از پارامترهای اقتصادی و مطالعه سودآوری پروژه تعیین می گردد. بنابراین در پروژه ای با عظمت پروژه سونگون، تعیین ظرفیتهای تولید نیازمند مطالعات تفصیلی مختلفی می باشد .

خوشبختانه نرم افزارهای بهینه سازی قابلیتهایی دارند که امکان انجام اینگونه مطالعات را در سطح وسیعی در اختیار طراحان می گذارند. اما بدلیل محدودیت در تامین منابع سرمایه ای، قرارداد احداث کارخانه مس سونگون با ظرفیتی پایین تر از آنچه که در محاسبات اولیه بدست آمده بود منعقد گردید. از این رو با تبعیت از ارقام قراردادی موجود، ظرفیت سالیانه تولید برای شش

1-Sensitivity Analyses

سال اول در حد ۷ میلیون تن و برای سالهای پس از آن در حد ۱۴ میلیـون تـن منظـور گردیـده است .[۲۰]

برنامهٔ زمانبندی استخراج میان مدت برای شش سال اول بهره برداری از معدن مس سونگون در جدول(۵-۱) آمده است [۲۰] .

توضیح اینکه در این جدول عملیات استخراج در هر سال ابتدا از پله های استخراجی مربـوط به pushback-1 آغاز شـده و در مرحلـهٔ بعـد عملیـات اسـتخراج از پلـه هـای بـالاتر مربـوط بـه pushback-2 صورت گرفته و ادامه می یابد .

۵-۲-۲-۲- میزان باطله برداری سالیانه

مطابق جدول(۵-۱)، که در آن برنامه زمانبندی تولید میان مدت برای ۶ سال اول بهره برداری از معدن مس سونگون، آمده است، میزان کل باطله که بایستی درهرسال همزمان با مادهٔ معدنی استخراج و به دمپ باطله حمل گردد، تقریباً در حدود ۱۸ میلیون تن می باشد که با احتساب مادهٔ معدنی مورد نیاز کارخانه (۷ میلیون تن)، مقدار سنگی که بایستی بارگیری و حمل گردد در حدود ۲۵ میلیون تن در سال خواهد بود، که در محاسبات مربوط به طراحی سیستم حمل و نقل برای مدت شش سال اول بهره برداری، ازآن استفاده خواهد شد.[۲۰]

۵-۲-۲-۳- مشخصات پله های استخراجی

مشخصات پله ها براساس ویژگیهای کلی معدن و مهمتر از آن متناسب با ظرفیت استخراج و ماشین آلات و تجهیزات مورد استفاده درمعدن، تعیین می گردند. با توجه به ظرفیت تولید معدن، افزایش ارتفاع پله ها سبب بالا رفتن راندمان عملیاتی می گردد. اما ازطرف دیگر با توجه به محدودیتهای اعلام شده در خصوص استفاده ازماشین آلات سنگین و همچنین به منظور تطبیق طرح با طرحهای اجرا شده در دوران آماده سازی ارتفاع پله ها ۱۲/۵ متر منظور شده است .

۵-۲-۲-۴- جاده های باربری

بدلیل شرایط یخبندان در فصول سرد و همچنین شیبدار بودن جاده ها و به منظور افزایش هرچه بیشتر ایمنی، عرض جاده ها درحد۳۰ مترمنظور شده است . عرض مفیدجاده ها پس از کسرکردن عرض کانال و خاکریز کناری معادل ۲۵ مترمحاسبه می شود. البته ممکن است از نظر محاسباتی برای دامپتراکهای ۱۰۹ تنی عرضهایی کمتر نیز قابل استفاده باشد. ولی به دلیل افزایش ظرفیت در دوره های بعدی در طراحیها همین عرض ۳۰ متر بکار گرفته شده است .

شیب حداکثرجاده ها در حد ۸٪ منظور شده است. با توجه به آنکه در جاده های شیبدار هیچگونه قطعه افقی اعمال نشده است لذا باید در هنگام سفارش دامپتراکها (به ویژه درمورد حرکت روبه پایین) این مورد حتماً مدنظر قرارگیرد .

۵-۲-۵-۵- وزن مخصوص

وزن مخصوص مادهٔ معدنی نقش مهمی در محاسبات تعیین حجم صندوقهٔ شاول و کامیون دارد. طبق آزمایشات انجام شده وزن مخصوص زونهای مختلف در کانسارمس سونگون به شرح زیرتعیین شده است :

- زون اکسید :۲/۴۲ تن بر مترمکعب
- زون سوپرژن :۲/۵۱ تن بر مترمکعب
- زون هایپوژن : ۲/۵۷ تن بر مترمکعب

اما در محاسبات مربوط به طراحی سیستم بارگیری و باربری وزن مخصوص بطور متوسط ۲/۵ تن بر مترمکعب در نظرگرفته می شود .

۵-۲-۵-۶- ضریب تورم و وزن مخصوص نابرجای سنگ

ضریب تورم به عوامل متعددی از قبیل نحوهٔ حفاری و آتشباری و نحوهٔ دپوی مواد، بستگی دارد. درهرحال بنظرمی رسد ضریب ۱/۲ که پیش از این در محاسبات قبلی اعمال گردیده بسیار خوش بینانه فرض شده است. با توجه به این مطلب و به منظور بالابردن ضریب اطمینان این مقدار برابر ۱/۳ درنظرگرفته شده است که با وزن مخصوص ۱/۹ تن برمترمکعب برای سنگ دپو شده، مطابقت دارد .

(600+600+600+750+750+750+750+750)/8=693.75≈694

جهت سهولت بیشتر در انجام عملیات شبیه سازی، مسافتهای حمل باطله و مواد اکسید شده و کم عیار را دریک سطر به عنوان Total Waste تعدیل می کنیم. بدین صورت که مسافت حمل هر ماده در هر قسمت را، در نسبت تناژ قابل استخراج آن ماده در آن سال به مجموع تناژ قابل حمل در همان سال، (با استفاه از جدول ۵-۱)، ضرب کرده و مجموع این مسافتها، بعنوان مسافت نهایی حمل کل باطله در قسمت Total Waste ، درج می گردد. برای مثال مسافت حمل مسطح کل باطله در سال اول در جدول (۵-۴) بدین ترتیب با استفاده از جدول(۵-۱) محاسبه شده است :

$$2700^{(m)} \times \left(282480^{(t)} \Big/ 20016670_{(t)} \right) + 1200^{(m)} \times \left(833010^{(t)} \Big/ 20016670_{(t)} \right) +$$

$$13344(m) \times \left(18921180(t) \Big/ 20016670(t) \right) = 1358.4 \approx 1359$$

جدول(۵-۳) : مسافتهای تعدیل شدهٔ حمل از سال اول تا ششم بهره برداری

Year	Material	Path Type	Distance(m)
1	Ore	Flat 8% to up 8% to down	694 0 2109
	Law grade	Flat 8% to up 8% to down	2700 2109 320
	Oxide Material	Flat 8% to up 8% to down	1200 2812 0
	Waste	Flat 8% to up 8% to down	1344 156 0
2	Ore	Flat 8% to up 8% to down	510 0 1328
	Law grade	Flat 8% to up 8% to down	2700 2734 320
	Oxide Material	Flat 8% to up 8% to down	1200 3114 0
	Waste	Flat 8% to up 8% to down	1516 52 52
3	Ore	Flat 8% to up 8% to down	387 0 703
	Law grade	Flat 8% to up 8% to down	0 0 0
	Oxide Material	Flat 8% to up 8% to down	1200 4231 0
	Waste	Flat 8% to up 8% to down	1084 78 117
4	Ore	Flat 8% to up 8% to down	511 52 1373
	Law grade	Flat 8% to up 8% to down	2700 1015 320
	Oxide Material	Flat 8% to up 8% to down	1200 3672 0
	Waste	Flat 8% to up 8% to down	1207 111 0
5	Ore	Flat 8% to up 8% to down	558 78 1562
	Law grade	Flat 8% to up 8% to down	2700 1328 320
	Oxide Material	Flat 8% to up 8% to down	1200 3695 0
	Waste	Flat 8% to up 8% to down	1136 200 0
6	Ore	Flat 8% to up 8% to down	507 112 1869
	Law grade	Flat 8% to up 8% to down	2700 1954 320
	Oxide Material	Flat 8% to up 8% to down	1200 5003 0
	Waste	Flat 8% to up 8% to down	1514 178 0

جدول (٥-٤) : مسافتهای تعدیل شدهٔ حمل منتج ازجدول (٥-٣)

Year	Material	Path Type	Distance(m)
1	Ore	Flat 8% to up 8% to down	694 0 2109
	Total waste	Flat 8% to up 8% to down	1359 292 4
2	Ore	Flat 8% to up 8% to down	510 0 1328
	Total waste	Flat 8% to up 8% to down	1518 214 53
3	Ore	Flat 8% to up 8% to down	387 0 703
	Total waste	Flat 8% to up 8% to down	1073 284 110
4	Ore	Flat 8% to up 8% to down	511 52 1373
	Total waste	Flat 8% to up 8% to down	1225 268 4
5	Ore	Flat 8% to up 8% to down	558 78 1562
	Total waste	Flat 8% to up 8% to down	1158 358 4
6	Ore	Flat 8% to up 8% to down	507 112 1869
	Total waste	Flat 8% to up 8% to down	1515 399 4

٥-٤-٢-٩- انتخاب نوع ماشین آلات بارگیری و باربری :

یکی از مهمترین مراحل طراحی بهینهٔ یک معدن، انتخاب ماشین آلات بارگیری و حمل مورد نیاز معدن می باشد. ماشین آلات انتخابی ضمن هماهنگی و همخوانی با یکدیگر بایستی جوابگوی ظرفیت تولید معدن نیز باشند. یعنی ضمن دارا بودن توان کار در شرایط جوی و زمین شناسی و ... بایستی دارای ظرفیت درخور تولید باشند. بطورکلی عملیات بارگیری و باربری توسط روشها و دستگاههای مختلفی انجام می گیرد که دراین میان ترکیب شاول - کامیون در معادن روباز با

ظرفیت تولید بالا، کاربرد عمومی تری دارد. در انتخاب بارکننده ها مهمترین عامل، ظرفیت جام واحد بارکننده می باشد که بایستی متناسب با وزن مخصوص نابرجای سنگ و ظرفیت کامیون باشد و بطور معمول بایستی هرکامیون با ۵-۳ جام شاول پرشود. ظرفیت اسمی صندوقهٔ شاولها بین ۳ تا ۳۰ مترمکعب تغییر می کند از آنجا که پایداری در مقایسه با تحرک از اهمیت بیشتری برخودار است، لذا تقریباً همهٔ شاولهای دارای سیستم حرکتی چرخ زنجیری هستند و لودرهای چرخ لاستیکی بعنوان مکمل شاولها مورد استفاده قرارمی گیرند . [۲۱]

برای حفر بسیاری از مواد معدنی و سنگهای سخت در جائیکه تحت شرایط سخت ولی ازنظرعملیاتی ثابت، عمری طولانی و تولیدی بالا، نیاز است شاولهای هیدرولیکی تمام چرخان ،انتخابی منطقی بشمار می آیند. برای این کارها شاولهای کوچکتر عموماً مشخصات ثابتی دارند، اما ماشینهای بزرگتر همیشه برای کاربردهای خاص ساخته می شوند. دراین ماشینها، عمرطولانی و هزینهٔ تعمیر و نگهداری نسبتاً پائین، باعث هزینه های ثابت و مخارج جاری کم میشود و در نتیجه هزینه های عملیاتی آنها پائین است.[۲۱]

در جدول (۵-۵) شاولهای کابلی و هیدرولیکی با هم مقایسه شده اند .

جدول (۵-۵) : مقایسه بین شاولهای کابلی و هیدرولیکی [۲۰]

ردیف	شاولهای هیدرولیکی	شاولهای کابلی
۱	بدون کاهش تولید از بالابه پائین کارمی کنددر بیشتر موارد نیاز به انفجار ندارد و می تواند لایه لایه استخراج کند .	نیازبه انفجارداشته و معمولاً بایستی بشکل قوسی برداشت نماید.
۲	با سه حرکت جداگانه مشکلی دربرداشت لایه نازک ندارد.	امکان برداشت لایه نازک ندارد.
۳	امکان ساختن رمپ از بالا به پائین وجود دارد .	ممکن نیست .
٤	دستگاه می تواندبه دلخواه هرنقطه که مورد نظرباشد برداشت نماید.	دستگاه بطورقوسی برداشت می کندو بطور اتفاقی قوس مناسب ایجاد می نماید .
٥	سنگهای بزرگ را از سینه کار کنار می زند و با اندک انفجار و یا شوک انفجاری برداشت صورت می گیرد .	اپراتور دستگاه فقط می تواند با فشاردادن توسط باکت راه را برای قسمتهای عمیقترباز کند و در قسمتهای پائین حفاری انفجار مجدد نیاز است .
٦	سنگهای بزرگ را که برای سنگ شکن مشکل آفرین می باشند می تواند جداکرده و به منطقه دوراز سینه کار منتقل نماید .	برای این دستگاه امکان پذیرنیست .
۷	روی سطح صاف کارکرده و درصورت ایجاد پستی و بلندی قادربه تسطیح می باشد و قادر است خاک بجا مانده در مقیاس کم را بارگیری کند و باکت را از خاک پرنماید .	قادربه تسطیح پله نبوده و باید از دستگاههای جنبی معدنکاری برای تسطیح پله استفاده شود .
۸	دستگاه سنگهای بزرگ را از موقعیت خطرناک واقع در سینه کارحرکت می دهد . این سنگها یا داخل باکت رفته و یا به حالت تعادل در بالای آن قرارمی گیرند .	دراین دستگاه هیچگونه طراحی دراین ارتباط صورت نگرفته است .
۹	سنگی که داخل یا بالای باکت این دستگاه قرارگرفته به آسانی و به دقت به داخل کامیون یا دور از جبهه کارانداخته می شود .	جادادن یک سنگ بزرگ از بالای باکت داخل کامیون بسیار بحرانی است .
۱۰	طراحی بیل دستگاه مدل تراکتور بوده و تعمیرات آن بسرعت انجام می گیرد .	طراحی بیل کابلی مدل جرثقیل بوده و از زیرتخلیه صورت می گیرد .
۱۱	نیروی برشی مخصوص دستگاه بیشتر از کابلی است.	
۱۲	بیل هیدرولیکی جک شده و قدرت استخراج داشته و به عمل تعمیرات کمک می کند.	دستگاه جک نمی شود .
۱۳	فرسودگی و پارگی اطاق کامیونها در حین تخلیه بارکم است.	این دستگاه باررا بطور ناگهانی تخلیه کرده و به کامیونها آسیب می رساند.
۱٤	موقعیت مرکز ثقل شاول هیدرولیکی در سطوح شیبدار مناسب تر می باشد.	
۱٥	مونتاژ سریع و ساده برای چندروزامکان پذیرست.	مونتاژ دستگاه چندهفته وقت لازم دارد.
۱٦	طرحی فشرده و فضای کم مورد نیازبرای کاردر محیطهای باریک.	
۱۷	جرای تعمیرات آسان و سریع	تعمیرات روی دستگاه در محل کار انجام می گیرد .
۱۸	موتور الکتریکی یا دیزلی قابل تبدیل به یکدیگرمی باشند.	فقط برقی است.
۱۹	قدرت بازکردن پنه و کارکردن در هر افق جهت شروع پنه و سطوح شیبدار.	کاربرددر پروژه های طولانی مدت در سطوح صاف.
۲۰	قدرت مانور و سرعت بالا.	قدرت مانور و سرعت پائین
۲۱	قیمت بسیار پائین تر از شاولهای کابلی مشابه	

محدودیتهای شاول ناشی از طول بازو و ظرفیت صندوقهٔ آن است و طول بازوی شاول بایستی به اندازه ای باشد که شاول بتواند دیوارهٔ پله را تا لبهٔ قائم پاک کند، زیرا در هیچ پله ای با لبهٔ پیش آمده و آویزان نمی توان کارکرد .

با توجه به ظرفیت تولید و مزایای شاولهای هیدرولیکی به شاولهای کابلی و پس از بررسی تمام محدودیتهای موجود، دونوع شاول هیدورلیکی با ظرفیتهای جام متفاوت، انتخاب و با دو نوع کامیون متناسب با این شاولها، بطور جداگانه در محاسبات شبیه سازی، بکاررفته و پس از انجام محاسبات شبیه سازی و بهینه سازی توسط نرم افزار TALPAC ، حداقل تعداد کامیونی که بوسیلهٔ آن بتوان به تولید مورد نیاز معدن دست یافت تعیین می گردد. در نهایت می توان مقایسه ای از لحاظ فنی و اقتصادی، بین این دو ناوگان انجام داده و ناوگان بهینه را مشخص نمود .

همانگونه که ذکر شد، از نکات مهم در انتخاب ظرفیت بارگیری شاول می توان به حجم جابجایی، وزن مخصوص سنگ ، ارتفاع پله و ظرفیت دامپتراکهای قابل دسترس اشاره نمود. در هرحال عامل اخیر یعنی ظرفیت دامپتراکهای قابل دسترس به گونه ای است که عملاً حداکثر ظرفیت شاول به ظرفیتهای انتخاب شده در پایین محدود می شود . با توجه به موارد مذکور ، دو نوع شاول انتخابی که ازطرف شرکتهای مشاور نیزپیشنهاد گردیده اندعبارتند از:

۱ـ شاول هیدرولیکی مدل O&k shovel-RH200 ، باظرفیت جام ۱۵ مترمکعب.

۲ـ شاول هیدرولیکی مدل O&k shovel-RH120 C ، با ظرفیت ۱۰/۶ مترمکعب .

همچنین با توجه به موارد ذکر شده، ظرفیت کامیون ها بایستی به گونه ای باشد که با ظرفیت جام شاولها، همخوانی داشته باشد، بنابراین جهت شاول با ظرفیت جام ۱۵ مترمکعبی، دامپتراکهای ۱۳۶ تنی مدل komatsu HD-1400B و جهت شاول با ظرفیت جام ۱۰۶ مترمکعبی، دامپتراکهای ۱۰۹ تنی مدل WABCO 120CT ، انتخاب گردیده است که با توجه به

وزن مخصوص نابرجای سنگ (۱/۹ تن برمترمکعب)، در هردو ناوگان انتخاب شده، هرکامیون با پنج جام شاول، پرخواهد شد که کاملاً منطقی به نظر می رسد .

۵ـ۲ـ۲ـ مبانی اقتصادی

۵ـ۲ـ۲ـ۱ـ هزینه های سرمایه ای ماشین آلات بارگیری و باربری

هزینه های سرمایه ای شامل هزینه های اولیهٔ خرید ماشین آلات بارکننده و ماشین آلات باربری می باشد. نتایج حاصل از مطالعات شبیه سازی و بهینه سازی سیستم بارگیری و باربری، بیش از هرچیز متأثر از وضعیت قیمت هر یک ازماشین آلات و هزینه های عملیاتی آنها و تعداد ماشین آلات مورد نیاز معدن، می باشد. بنابراین لازم است تعیین این پارامترها با دقت هرچه بیشتر صورت پذیرد . ازطرفی بدلیل اهمیت بسیار زیاد مبانی اقتصادی و تاثیر فراوانی که برروی نتایج دارند، لازم است که این پارامترها بطور دقیق تعیین گردند .

در خصوص تعیین قیمت اولیهٔ شاولها و کامیونها با استفاده از روش مطالعهٔ بازار و قیمتهای دستگاههای مشابه موجود قیمتهای بدست آمده بدین شرح تعیین شده اند :

جدول(۵-۶) :هزینه های سرمایه ای ماشین آلات بارگیری و باربری[۲۳]

	نوع دستگاه	هزینهٔ هردستگاه (هزاردلار)
ناوگان اول	شاول۱۵ مترمکعبی مدل o & k shovel-RH200	۳۵۶۰
	دامپتراک ۱۳۶ تنی مدل KOMATSU HD 1400B	۱۷۶۰
ناوگان دوم	شاول ۱۰/۶ مترمکعبی مدل o & k shovel-RH 120c	۲۷۵۰
	دمپتر ک۱۰۹ تنی مدل WABCO 120 CT	۱۵۳۰

لازم به تذکر است که این قیمتها مربوط به زمان این بررسی بوده و قطعی نیست و تورم و نوسانات بازار برروی آنها تاثیرگذارخواهد بود .

عمر اقتصادی این ماشین آلات بارگیری (شاول) در حدود ۱۵-۱۰ سال است که بستگی به تعداد شیفت کاری و ساعات عملیاتی داشته و بدلیل اینکه در معدن سونگون عملیات در دو یا سه شیفت انجام می گیرد عمر اقتصادی آنها در محاسبات شبیه سازی ۱۰ سال در نظر گرفته می شود. به همین ترتیب عمر اقتصادی این کامیونهای معدنی نیز ۱۰-۸ سال است و در محاسبات شبیه سازی ۸ سال در نظرگرفته می شود و ارزش معاوضهٔ این ماشین آلات نیز در حدود ۱۰٪ هزینهٔ خرید اولیه آنها درنظرگرفته می شود .

۵-۲-۲-۲- هزینه های عملیاتی تجهیزات بارگیری و باربری

از عمده ترین هزینه های مربوط به بخش بارگیری و باربری بعد از هزینه های گزاف مربوط به خرید ماشین آلات، می توان به هزینه ها عملیاتی مانند خرید قطعات یدکی، هزینه های سوخت و انرژی الکتریکی و لاستیک و هزینه های سرویس و نگهداری و غیره، اشاره کرد. بنابراین با یک برنامه ریزی صحیح و تعیین حداقل تعداد کامیون جهت رسیدن به حداکثر تولید، تا حد زیادی در هزینه های این بخش، می توان صرفه جویی نمود .

برای نمونه در جدول زیر هزینه های عملیاتی کامیونهای ۵۰ و ۱۲۰ تنی به تفکیک بخشهای مختلف برای کامیونهای ۵۰ و ۱۲۰ تنی نشان داده شده است مبنای محاسبه سال ۱۹۷۸ در آمریکای شمالی است. [۶]

جدول(۵-۷) :هزینه های عملیاتی کامیونهای ۵۰و۱۲۰ تنی در سال ۱۹۷۸ درآمریکای شمالی [٦]

بخشهای مختلف کامیون	کامیونهای ۱۲۰ تنی		کامیونهای ۵۰ تنی	
	هزینه برحسب دلاردرساعت	درصدهزینه	هزینه برحسب دلاردرساعت	درصدهزینه
لاستیک	۱۵/۵	۳۰/۸۷	۹	۲۳/۹۲
ترمز	۱/٤۸	۲/۹۵	۱/۸۵	٤/۹۲
محورانتقال	۱/۰۳	۲/۰۵	۱/۳۲	۳/۵۱
موتور	۳/۱	٦/۱۷	۲/۵۸	٦/۸٦
سایرقسمتها	۷/٤٤	۱٤/۸۲	٤/۷۳	۱۲/۵۸
سوخت	۵/۵	۱۰/۹۵	۳/٤۷	۹/۲۳
اپراتور	۱۰	۱۹/۹۲	۹/۵	۲۵/۲٦
تعمیرکار	٦/۱٦	۱۲/۲۷	۵/۱٦	۱۳/۷۲
جمع	۵۰/۲۱	۱۰۰	۳۷/٦۱	۱۰۰

همانطور که از جدول پیداست با افزایش ظرفیت کامیون هزینهٔ تولید و تعمیر نیز زیاد گردیده است که این افزایش به مقدار زیادی به هزینهٔ لاستیک مربوط می شود زیرا با افزایش ظرفیت کامیون، اندازهٔ لاستیک و قیمت آن نیز افزایش می یابد.

بنابراین هزینهٔ لاستیک نه تنها یک بخش عمده از کل هزینهٔ تولید کامیون را تشکیل می دهد بلکه یکی از عواملی است که موجب می شود که با انتخاب کامیونهای با ظرفیت بالا، هزینه عملیات آنطورکه انتظار می رود کاهش نیابد. بنابراین بایستی در انتخاب ظرفیت کامیونها دقت کافی صورت گیرد .

با توجه به اطلاعات پایه ای مربوط به هر یک از ماشین آلات انتخاب شده و با مطالعهٔ هزینه های عملیاتی ماشین آلات در معادن مشابه موجود، مجموع هزینه های عملیاتی هریک از دستگاههای انتخاب شده، برحسب دلار در ساعت به شرح جدول زیرمی باشد :

جدول(۵-۸) : مجموع هزینه های عملیاتی ماشین آلات [۲۳]

نوع دستگاه	مجموع هزینه های عملیاتی هردستگاه (دلار درساعت)
شاول ۱۵ مترمکعبی	۱٤۰
شاول ۱۰/٦ مترمکعبی	۱۱۵
دامپتراک ۱۳٦ تنی	۱۱۰
دامپتراک ۱۰۹ تنی	۹۸

حال با توجه به اطلاعات ورودی شرح داده شده، به شبیه سازی دوناوگان پیشنهاد شده در شش سال اول بهره برداری، توسط نرم افزار TALPAC می پردازیم.

۵-۳- شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل معدن مس سونگون:

بعد از وارد کردن مشخصات معدن به نرم‌افزار TALPAC که شامل طول و شیب مسیر حمل مواد، وزن مخصوص بر جای باطله و ماده معدنی، ضریب تورم مواد، حداکثر سرعت حمل مواد توسط کامیون و مشخصات فنی و اقتصادی ماشین آلات بارگیری و بار بری مورد نظر به تفکیک می باشد، نرم افزار به شبیه سازی این سیستم در مسیر باربری مورد نظر پرداخته و قابلیت و توان تولید هر یک از ماشین آلات در هر ساعت و شیفت و سال تخمین زده می‌شود. همچنین هزینه بارگیری و حمل برای هر تن ماده معدنی و باطله در هرمسیر ویژه (بر حسب دلار بر تن) و برای هر ناوگان مشخص می‌گردد. همچنین با توجه به قدرت تولید هر یک از دو ناوگان می‌توان تعداد ماشین آلات بارگیری و بار بری مورد نیاز را برای رسیدن به تولید سالانه معدن، تعیین نمود. عملیات شبیه سازی در طول مسیرهای باربری تعیین شده در شش سال اول بهره برداری از معدن بوسیله هریک از دو ناوگان انتخاب شده بصورت مجزا، اجرا شده که به ترتیب، نتایج حاصل از شبیه‌سازی با این دو ناوگان از سال اول تا ششم بهره برداری از معدن مس سونگون آمده است .

۵-۳-۱- شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل ماده معدنی در سال اول به وسیله ناوگان اول :

در ضمیمهٔ شماره ۱،اطلاعات پایه ای سیستم باربری ماده معدنی مربوط به ناوگان اول در سال اول بهره برداری از معدن که وارد نرم افزار TALPAC گردیده،آمده است این اطلاعات بترتیب شامل موارد زیرمی باشد :

اطلاعات واحد بارگیری که خود شامل اطلاعات فنی عملیات و هزینه های عملیاتی و سرمایه ای واحد بارگیری می باشد، (page1) ، اطلاعات واحد باربری که خود شامل اطلاعات فنی و هزینه های عملیاتی و سرمایه ای واحدباربری می باشد، (page2) ، اطلاعات مربوط به مادهٔ معدنی، اطلاعات مربوط به شیفتهای کاری، (page3) ، انتخابهای مربوط به سفر و بارگیری و جریان نقدینگی، (page4)، مشخصات سیکل باربری که خودشامل طول مسیر، شیب مسیر، مقاومت غلطشی چرخها ، زمان طی مسیر،سرعت ماکزیمم و نهایی حمل مربوط به هر قسمت باربری می باشد(page5) .

نتایج حاصل از اجرای شبیه سازی سیستم باربری ماده معدنی دراین مسیر توسط ناوگان اول که به ترتیب شامل؛ نتایج سودمندی یا توان تولید واحد بارگیری، توان تولید واحدباربری و نتایج اقتصادی مربوط به این ناوگان یعنی هزینه های بارگیری و حمل هرتن مادهٔ معدنی در سال اول، می باشد،در ادامه آمده است؛ همچنین تصویر شماتیک مسیرحمل مادهٔ معدنی و باطله در سال اول بهره برداری از معدن در صفحه بعد، نشان داده شده است .

7

XPAC Mining Systems — Year 1 - F1 - ore

TALPAC System - Page 1

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

28-May-1904 : 05:55:12
Haulage System for HAUL11
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability	[%]	85.00
Operating Hours per Year	[op.hrs]	3548
Operating Shifts per Year	[shifts/year]	495
Average Bucket Payload	[tonnes]	30.19
Average Bucket Cycle Time	[mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour	[mins]	4.05

Loading Methodology - Truck Positioning: Double Sided
Bucket Passes: Full Truck

Loading Unit Productivity

Per Operating Hour	[tonnes]	1755
Per Shift	[tonnes]	12576
Per Year	[tonnes]	6225110

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size	[number]	6
Average Availability	[%]	80.00
Operating Hours per Year	[op.hrs]	2838
Nominal Payload	[tonnes]	136.0
Average Payload	[tonnes]	136.1

Cycle Averages

Queue Time at Loader	[mins]	1.74

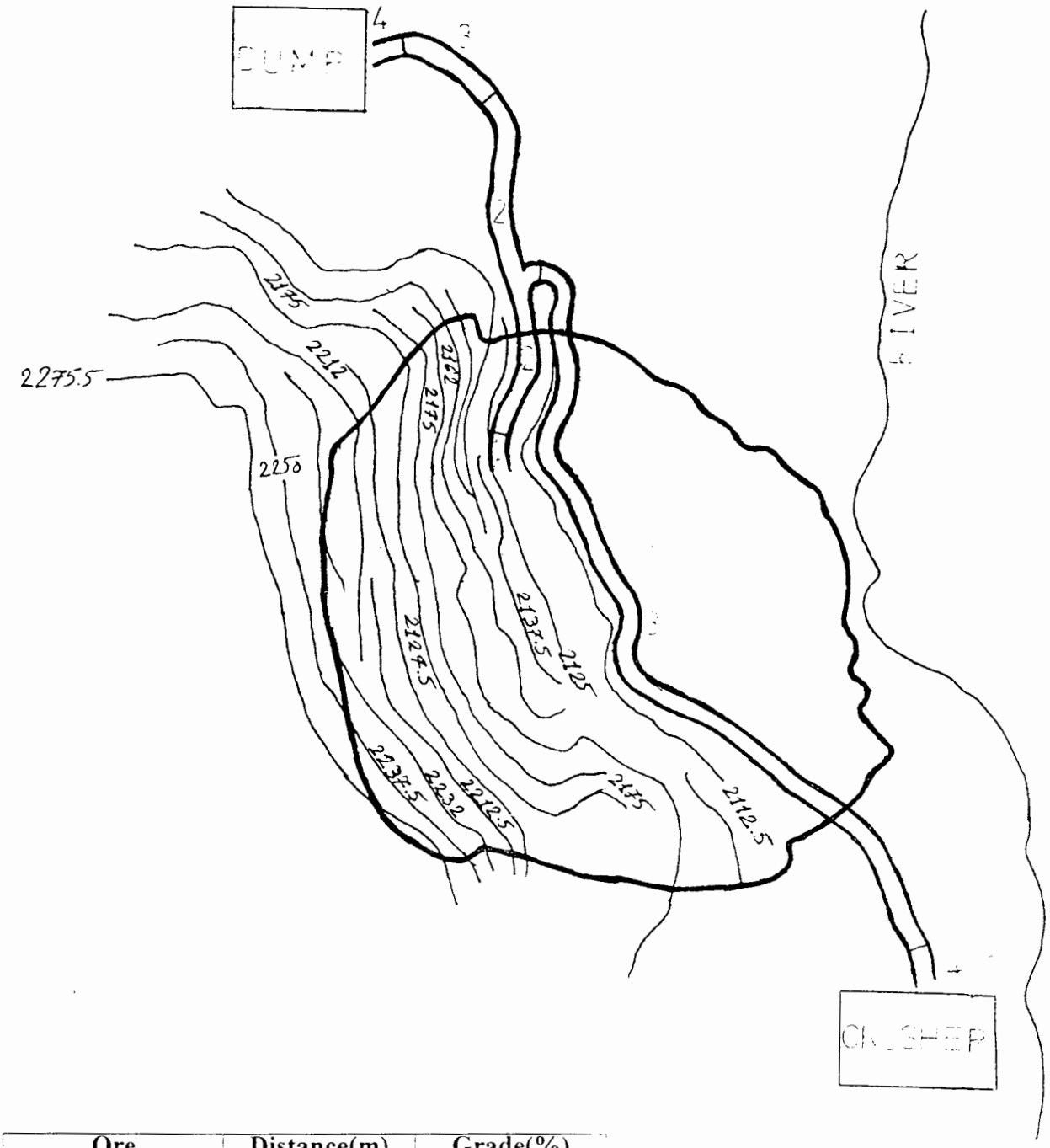
Spot Time at Loader	[mins]	0.50
Loading Time	[mins]	3.37
Travel Time	[mins]	12.93
Spot Time at Dump	[mins]	0.50
Dumping Time	[mins]	1.00
Travel Delays	[mins]	1.00
Total Cycle Time	[mins]	21.05

	Haulage Unit Productivity	
Per Operating Hour	[tonnes]	366

	Tyre Endurance	
Axle 1	[TKPH]	187
Axle 2	[TKPH]	183
Axle 3	[TKPH]	215
Average Fuel Consumption	[litres/op.hr]	68.0

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost	[$/tonne]	2.63
Discounted Operating Cost	[$/tonne]	0.38
Discounted Average Cost	[$/tonne]	3.01



Ore	Distance(m)	Grade(%)
1-Around Loader	50	0
2-Along Bench	544	0
3-Down Ramp	2109	-8
4-Around	100	0
Waste	**Distance(m)**	**Grade(%)**
1-Around Loader	50	0
2-Along Bench	1206	0
3-up Ramp	292	8
4- Down Ramp	4	-8
5- Around Dump	100	0

شکل(۵-۱)تصویرشماتیک مسیرحمل ماده معدنی و باطله در سال اول بهره برداری

۵-۳-۲- شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل باطله در سال اول به وسیله ناوگان اول :

در ضمیمهٔ شماره ۲، اطلاعات پایه ای سیستم بارگیری و حمل باطله مربوط بـه نـاوگان اول در سال اول بـهره بـرداری از معـدن، بـه همـان شـرحی کـه در مـورد ضمیمـهٔ شـمارهٔ ۱ عنـوان گردید،آمده است .

نتایج حاصل از اجرای شبیه سازی سیستم باربری باطله در سال اول توسـط نـاوگان اول در صفحهٔ بعد آمده است .

از مهمترین اطلاعات بدست آمده از اجرای این شبیه سازی میتوان به موارد زیر اشاره نمود :

متوسط تولید هر واحد بارگیری درسال : ۸۵۲۳۷۷۱ تن

تعداد دستگاه باربری مورد نیاز هرشاول : ۵ دستگاه

مقدار تولید هرواحد باربری در هر ساعت عملیاتی : ۴۰۱ تن

مجموع هزینه های عملیاتی و سرمایه ای عملیات بارگیری و حمل : ۲/۰۴ دلاربرتن

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

28-May-1904 : 06:20:29
Haulage System for HAUL14
(DEMONSTRATION)

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

UNIT		LOADING
		O&K SHOVEL RH200
Availability	[%]	85.00
Operating Hours per Year	[op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year	[shifts/year]	761
Average Bucket Payload	[tonnes]	30.32
Average Bucket Cycle Time	[mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour	[mins]	6.29
Loading Methodology - Truck Positioning		Double Sided
Bucket Passes		Full Truck
Loading Unit Productivity		
Per Operating Hour	[tonnes]	1600
Per Shift	[tonnes]	11201
Per Year	[tonnes]	8523771

UNIT		HAULAGE
		KOMATSU HD 1400B
Fleet Size	[number]	5
Average Availability	[%]	79.78
Operating Hours per Year	[op.hrs]	4250
Nominal Payload	[tonnes]	136.0
Average Payload	[tonnes]	136.1
		Cycle Averages
Queue Time at Loader	[mins]	2.01

Spot Time at Loader	[mins]	0.50
Loading Time	[mins]	3.37
Travel Time	[mins]	11.17
Spot Time at Dump	[mins]	0.50
Dumping Time	[mins]	1.00
Travel Delays	[mins]	1.00
Total Cycle Time	[mins]	19.56

		Haulage Unit Productivity
Per Operating Hour	[tonnes]	401

		Tyre Endurance
Axle 1	[TKPH]	208
Axle 2	[TKPH]	204
Axle 3	[TKPH]	239
Average Fuel Consumption	[litres/op.hr]	88.9

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost	[$/tonne]	1.68
Discounted Operating Cost	[$/tonne]	0.36
Discounted Average Cost	[$/tonne]	2.04

۵-۳-۳- شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل ماده معدنـــی در ســال اول به وسیله ناوگان دوم :

بدلیل اجرای متعدد عملیات شبیه سازی و حجم بسیار زیاد اطلاعات پایه ای ورودی به نـرم افزار و همین طور تکراری بودن این اطلاعات، از پیوست نمودن اطلاعات ورودی مربوطـه بـه ایـن شبیه سازی و شبیه سازیهای بعدی به قسمت ضمیمه، خودداری شده است .

کلیهٔ اطلاعات خروجی حاصل از اجرای این شبیه سازی در صفحهٔ بعد آمده است . مهمترین این اطلاعات شامل این موارد می باشد :

متوسط تولید هر واحد بارگیری در سال : ۵۲۲۳۹۶۱ تن

تعداد دستگاه باربری مورد نیاز هرشاول : ۵ دستگاه

مقدار تولید هرواحد باربری در هر ساعت عملیاتی : ۳۶۷ تن

مجموع هزینه های عملیاتی و سرمایه ای عملیات بارگیری و حمل : ۲/۶۵ دلار برتن

XPAC Mining Systems — year 1 – F2 – ore

TALPAC System - Page 1

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

30-May-1904 : 08:45:58
Haulage System for HAUL11
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	3548
Operating Shifts per Year [shifts/year]	495
Average Bucket Payload [tonnes]	23.21
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.67
Wait Time per Oper. Hour [mins]	5.53
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1473
Per Shift [tonnes]	10553
Per Year [tonnes]	5223961

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	5
Average Availability [%]	80.22
Operating Hours per Year [op.hrs]	2846
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.2
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	0.75

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.14
Travel Time [mins]	7.02
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	1.00
Total Cycle Time [mins]	13.91
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	367

Tyre Endurance

Axle 1 [TKPH]	138
Axle 2 [TKPH]	130
Axle 3 [TKPH]	136
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	41.9

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	2.30
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.35
Discounted Average Cost [$/tonne]	2.65

۵-۳-۴- شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل باطله در ســـال اول بـــه وسیله ناوگان دوم :

اطلاعات خروجی کامل حاصل از اجرای این شبیه سازی، در صفحهٔ بعد آمده است .

همانطور که مشاهده می گردد عمده ترین اطلاعات بدست آمده از اجرای این شبیه سازی از این قرار است :

متوسط تولید هر شاول در سال :	۷۰۸۹۹۷۵ تن
تعداد دستگاه باربری مورد نیاز هر شاول :	۴ دستگاه
مقدار تولید هرکامیون در هر ساعت عملیاتی :	۴۱۷ تن
متوسط هزینهٔ عملیات بارگیری و باربری :	۱/۷۷ دلاربرتن

XPAC Mining Systems

Year 1 - F2 - W

TALPAC System - Page 1

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

24-May-1904 : 09:36:57
Haulage System for HAUL14
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation
- 95 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability	[%]	85.00
Operating Hours per Year	[op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year	[shifts/year]	761
Average Loading Time	[mins]	3.30
Wait Time per Oper. Hour	[mins]	6.33
Loading Methodology - Truck Positioning		Double Sided
Bucket Passes		Full Truck
Loading Unit Productivity		
Per Operating Hour	[tonnes]	1331
Per Shift	[tonnes]	9317
Per Year	[tonnes]	7089975

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size	[number]	4
Average Availability	[%]	79.74
Operating Hours per Year	[op.hrs]	4248
Nominal Payload	[tonnes]	109.0
Average Payload	[tonnes]	109.0
Cycle Averages		
Queue Time at Loader	[mins]	1.04
Spot Time at Loader	[mins]	0.50

Loading Time	[mins]	3.30
Travel Time	[mins]	11.35
Spot Time at Dump	[mins]	0.50
Dumping Time	[mins]	1.00
Travel Delays	[mins]	2.00
Total Cycle Time	[mins]	19.69

		Haulage Unit Productivity
Per Operating Hour	[tonnes]	417

		Tyre Endurance
Axle 1	[TKPH]	144
Axle 2	[TKPH]	136
Axle 3	[TKPH]	142
Average Fuel Consumption	[litres/op.hr]	56.5

ECONOMICS

FLEET

Discounted Capital Cost	[$/tonne]	1.45
Discounted Operating Cost	[$/tonne]	0.32
Discounted Average Cost	[$/tonne]	1.77

songun

21-Jun-1904 : 01:28:51
Haulage System for
HAUL11 [DEMONSTRATION]

COSTING

Capital Expend.: Base Year [$]	1180000
Capital Expend.: Year -1 [$]	0
Capital Expend.: Year -2 [$]	0
Total Capital Expenditure [$]	1180000
Trade-in Value [$]	118000
Replacement Life [op.hrs]	0
Replacement Life [years]	7
Depreciation Type	Straight Line
Depreciation Rate [%]	15.00
Operating Labour Cost [$/op hr]	5.00
Maintenance Labour Cost [$/op hr]	17.00
Other Labour Cost [$/op hr]	8.00
Electrical Energy Cost [$/op hr]	0.00
Electrical Demand Cost [$/op hr]	0.00
Liquid Fuels Cost [$/op hr]	6.00
Lube Cost [$/op hr]	5.00
Tyre Replacement Cost [$/op hr]	24.00
Wear Items Cost [$/op hr]	0.00
Repair Parts Cost [$/op hr]	18.00
Major Overhaul Cost [$/op hr]	2.00
Total Operating Cost [$/op hr]	85.00

Availability Distribution	NORMAL
Availability Spread [% of mean]	15.00
Availability Minimum [% prob.]	1.00
Availability Maximum [% prob]	100.00
Travel Time Distribution	RIGHT_SKEW
Travel Time Spread [% of mean]	15.00
Travel Time Minimum [% prob]	1.00
Travel Time Maximum [% prob]	99.00
Dumping Time Distribution	RIGHT_SKEW
Dumping Time Spread [% of mean]	15.00
Dumping Time Minimum [% prob]	1.00
Dumping Time Maximum [% prob]	99.00

Lube Cost [$/op hr]	10.00
Tyre Replacement Cost [$/op hr]	0.00
Wear Items Cost [$/op hr]	0.00
Repair Parts Cost [$/op hr]	18.00
Major Overhaul Cost [$/op hr]	3.00
Total Operating Cost [$/op hr]	101.00

HAULAGE UNIT BASE DATA

IDENTITY

KOMATSU HD785

TECHNICAL and OPERATIONAL

Motor Power [kW]	654
Transmission Speed Factor [factor]	1.00
Fuel Consumption: 0% Power [litres/op.hr]	8.7
Fuel Consumption: 100% Power [litres/op.hr]	171.1
Rated Payload [tonnes]	78.0
Empty Weight [tonnes]	53.5
Nominal Payload [tonnes]	78.0
Full Weight [tonnes]	131.5
Default Spot Time at Loader [mins]	0.50
Default Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time Mean [mins]	0.50
Availability Mean [%]	80.00

STOCHASTIC

Bucket Payload Minimum [% prob]	1.00
Bucket Payload Maximum [% prob]	99.00
	COSTING
Capital Expend.: Base Year [$]	2270000
Capital Expend.: Year -1 [$]	0
Capital Expend.: Year -2 [$]	0
Total Capital Expenditure [$]	2270000
Trade-in Value [$]	227000
Replacement Life [op.hrs]	0
Replacement Life [years]	8
Depreciation Type	Straight Line
Depreciation Rate [%]	15.00
Operating Labour Cost [$/op hr]	5.00
Maintenance Labour Cost [$/op hr]	18.00
Other Labour Cost [$/op hr]	15.00
Electrical Energy Cost [$/op hr]	20.00
Electrical Demand Cost [$/op hr]	12.00
Liquid Fuels Cost [$/op hr]	0.00

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

21-Jun-1904 : 01:28:51
Haulage System for
HAUL11 [DEMONSTRATION]

HAULAGE SYSTEM BASE
DATA REPORT

LOADING UNIT BASE DATA

IDENTITY
P&H 1200 SHOVEL

Classification Type
4

TECHNICAL and OPERATIONAL

Manufacturer's Rated Load [tonnes]	31.2
Bucket Construction Rating [t/cu.m]	0.91
Total Suspended Load [tonnes]	26.4
Rated Capacity (Heaped) [cu.metres]	11.50
Bucket Payload Mean [tonnes]	15.92
Bucket Cycle Time Mean [mins]	0.50
First Bucket Pass Delay Time [mins]	0.00
Availability [%]	85.00

Loading Methodology - Truck Position
Double Sided
Bucket Passes
Full Truck

STOCHASTIC

Bucket Cycle Time Distrib.	NORMAL
Bucket Cycle Time Spread of mean]	[% 4.00
Bucket Cycle Time Minimum [% prob]	1.00
Bucket Cycle Time Maximum [% prob]	99.00
Bucket Payload Distribution	NORMAL
Bucket Payload Spread of mean]	[% 25.00

ضمیمهٔ شماره (۳)

HAUL CYCLE for Haulage System for HAUL14

	Elev. metres	Resist. %	Rolling Distance Maximum metres km/h	Restrictions Time Final minutes km/h	Grade Payload %
Queue at Loader					Auto
Spot at Loader					Auto
Loading					Auto
1 Haul Segment			50.0		0.0
	0.0	4.0	15.0	15.0	Full
2 Haul Segment			1206.0		0.0
	0.0	3.0	Max	Max	Full
3 Haul Segment			292.0		8.0
	23.4	3.5	35.0	30.0	Full
4 Haul Segment			4.0		-8.0 -
	0.3	3.0	35.0	30.0	Full
5 Haul Segment			100.0		0.0
	0.0	4.0	35.0	0.0	Full
Spot at Dump					Auto
Dumping					Auto
6 Haul Segment			100.0		0.0
	0.0	4.0	35.0	35.0	Empty
7 Haul Segment			4.0		8.0
	0.3	3.0	35.0	30.0	Empty
8 Haul Segment			292.0		-8.0 -
	23.4	2.5	Max	Max	Empty
9 Haul Segment			1206.0		0.0
	0.0	2.5	Max	Max	Empty
10 Haul Segment			50.0		0.0
	0.0	4.0	15.0	0.0	Empty
Travel Delay					1.00
Total			3304.0		0.0

TRAVEL OPTIONS

Minimum Acceleration Limit [km/h/s]	-1.5
Maximum Acceleration Limit [km/h/s]	1.5
Starting Velocity [km/h]	0.0
Incremental Velocity [km/h]	1.0
Coefficient of Traction [factor]	0.36
Braking Reliance [%]	70
Use of Retarder	Always
Retarder % of Full Speed [%]	70.0
Travel Time Correct. Factor [factor]	1.00

LOADING OPTIONS

Maximum Payload Overload [%]	2.5
Reject Last Bucket Cut-off [%]	30.00
Full Bucket Load Lower Limit [%]	90.00

CASH FLOW OPTIONS

Marginal Taxation Rate [%]	0.00
Req. Return on Investment [%]	25.00
Write-off Written Down Values	Yes
No. of Years in Cash Flow [years]	6
Losses Carried Forward	Yes

DATA

MATERIAL

waste

Production Measurement

Volume

Insitu Bank Density [t/cu.m]	2.500
Insitu to Loader Bkt Swell [factor]	1.30
Loader Bucket Fill Factor [factor]	0.72
Insitu to Truck Tray Swell [factor]	1.30

ROSTER

songon

Scheduled Shifts [shifts/year]	919
Loading Unit Maint. Shifts [shifts/year]	138
Unscheduled Lost Shifts [shifts/year]	20
Fleet Operating Shifts [shifts/year]	761
Shift Duration [mins]	480
Non-operating Delays [mins]	60
In Shift Operating Time [mins]	420
Operating Delays [mins]	90
In Shift Working Time [mins]	330

songun

25-May-1904 : 06:45:14
Haulage System for HAUL14
[DEMONSTRATION]

COSTING

Capital Expend.: Base Year [$]	1760000
Capital Expend.: Year -1 [$]	0
Capital Expend.: Year -2 [$]	0
Total Capital Expenditure [$]	1760000
Trade-in Value [$]	176000
Replacement Life [op.hrs]	0
Replacement Life [years]	8
Depreciation Type	Straight Line
Depreciation Rate [%]	15.00
Operating Labour Cost [$/op hr]	5.00
Maintenance Labour Cost [$/op hr]	21.00
Other Labour Cost [$/op hr]	13.00
Electrical Energy Cost [$/op hr]	0.00
Electrical Demand Cost [$/op hr]	0.00
Liquid Fuels Cost [$/op hr]	8.00
Lube Cost [$/op hr]	8.00
Tyre Replacement Cost [$/op hr]	35.00
Wear Items Cost [$/op hr]	8.00
Repair Parts Cost [$/op hr]	12.00
Major Overhaul Cost [$/op hr]	0.00
Total Operating Cost [$/op hr]	110.00

Availability Distribution	
	NORMAL
Availability Spread [% of mean]	15.00
Availability Minimum [% prob.]	1.00
Availability Maximum [% prob]	100.00
Travel Time Distribution	
	NORMAL
Travel Time Spread [% of mean]	15.00
Travel Time Minimum [% prob]	1.00
Travel Time Maximum [% prob]	99.00
Dumping Time Distribution	
	NORMAL
Dumping Time Spread [% of mean]	15.00
Dumping Time Minimum [% prob]	1.00
Dumping Time Maximum [% prob]	99.00

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

25-May-1904 : 06:45:14
Haulage System for HAUL14
[DEMONSTRATION]

Lube Cost [$/op hr]	16.00
Tyre Replacement Cost [$/op hr]	0.00
Wear Items Cost [$/op hr]	5.00
Repair Parts Cost [$/op hr]	20.00
Major Overhaul Cost [$/op hr]	0.00
Total Operating Cost [$/op hr]	140.00

HAULAGE UNIT BASE DATA

IDENTITY

KOMATSU HD 1400B

TECHNICAL and OPERATIONAL

Motor Power [kW]	754
Transmission Speed Factor [factor]	1.00
Fuel Consumption: 0% Power [litres/op.hr]	10.2
Fuel Consumption: 100% Power [litres/op.hr]	199.6
Rated Payload [tonnes]	136.0
Empty Weight [tonnes]	107.3
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Full Weight [tonnes]	243.3
Default Spot Time at Loader [mins]	0.50
Default Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time Mean [mins]	1.00
Availability Mean [%]	80.00

STOCHASTIC

Bucket Payload Minimum prob]	[% 1.00
Bucket Payload Maximum prob]	[% 99.00
	COSTING
Capital Expend.: Base Year [$]	3560000
Capital Expend.: Year -1 [$]	0
Capital Expend.: Year -2 [$]	0
Total Capital Expenditure [$]	3560000
Trade-in Value [$]	356000
Replacement Life [op.hrs]	0
Replacement Life [years]	10
Depreciation Type	Straight Line
Depreciation Rate [%]	15.00
Operating Labour Cost hr]	[$/op 5.00
Maintenance Labour Cost hr]	[$/op 26.00
Other Labour Cost hr]	[$/op 20.00
Electrical Energy Cost hr]	[$/op 31.00
Electrical Demand Cost hr]	[$/op 17.00
Liquid Fuels Cost hr]	[$/op 0.00

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

25-May-1904 : 06:45:14
Haulage System for HAUL14
[DEMONSTRATION]

HAULAGE SYSTEM BASE DATA REPORT

LOADING UNIT BASE DATA

IDENTITY O&K SHOVEL RH200

Classification Type 4

TECHNICAL and OPERATIONAL

Manufacturer's Rated Load [tonnes]	76.9
Bucket Construction Rating [t/cu.m]	1.57
Total Suspended Load [tonnes]	67.8
Rated Capacity (Heaped) [cu.metres]	23.00
Bucket Payload Mean [tonnes]	31.85
Bucket Cycle Time Mean [mins]	0.75
First Bucket Pass Delay Time [mins]	0.00
Availability [%]	85.00

Loading Methodology - Truck Position Double Sided

Bucket Passes Full Truck

STOCHASTIC

Bucket Cycle Time Distrib. NORMAL

Bucket Cycle Time Spread [% of mean]	4.00
Bucket Cycle Time Minimum [% prob]	1.00
Bucket Cycle Time Maximum [% prob]	99.00

Bucket Payload Distribution NORMAL

Bucket Payload Spread [% of mean]	25.00

ضمیمهٔ شماره (۲)

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

25-May-1904 : 06:28:57
Haulage System for HAUL11
[DEMONSTRATION]

HAUL CYCLE for Haulage System for HAUL11

	Elev. metres	Resist. %	Rolling Distance Maximum metres	Restrictions Time Final minutes	Grade Payload %
			km/h	km/h	
Queue at Loader					Auto
Spot at Loader					Auto
Loading					Auto
1 Haul Segment			50.0		0.0
	0.0	4.0	15.0	15.0	Full
2 Haul Segment			544.0		0.0
	0.0	3.0	Max	Max	Full
3 Haul Segment			2109.0		-8.0 -
	168.7	3.0	35.0	30.0	Full
4 Haul Segment			100.0		0.0
	0.0	4.0	35.0	0.0	Full
Spot at Dump					Auto
Dumping					Auto
5 Haul Segment			100.0		0.0
	0.0	4.0	35.0	35.0	Empty
6 Haul Segment			2109.0		8.0
	168.7	2.5	Max	Max	Empty
7 Haul Segment			544.0		0.0
	0.0	2.5	Max	Max	Empty
8 Haul Segment			50.0		0.0
	0.0	4.0	15.0	0.0	Empty
Travel Delay					1.00
Total			5606.0		0.0

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

25-May-1904 : 06:28:57
Haulage System for HAUL11
[DEMONSTRATION]

TRAVEL OPTIONS

Minimum Acceleration Limit [km/h/s]	-1.5
Maximum Acceleration Limit [km/h/s]	1.5
Starting Velocity [km/h]	0.0
Incremental Velocity [km/h]	1.0
Coefficient of Traction [factor]	0.36
Braking Reliance [%]	70
Use of Retarder	Always
Retarder % of Full Speed [%]	70.0
Travel Time Correct. Factor [factor]	1.00

LOADING OPTIONS

Maximum Payload Overload [%]	2.5
Reject Last Bucket Cut-off [%]	30.00
Full Bucket Load Lower Limit [%]	90.00

CASH FLOW OPTIONS

Marginal Taxation Rate [%]	0.00
Req. Return on Investment [%]	25.00
Write-off Written Down Values	Yes
No. of Years in Cash Flow [years]	6
Losses Carried Forward	Yes

MATERIAL

copper ore

Production Measurement

Volume

Insitu Bank Density [t/cu.m]	2.500
Insitu to Loader Bkt Swell [factor]	1.30
Loader Bucket Fill Factor [factor]	0.90
Insitu to Truck Tray Swell [factor]	1.30

ROSTER

songon

Scheduled Shifts [shifts/year]	606
Loading Unit Maint. Shifts [shifts/year]	91
Unscheduled Lost Shifts [shifts/year]	20
Fleet Operating Shifts [shifts/year]	495
Shift Duration [mins]	480
Non-operating Delays [mins]	50
In Shift Operating Time [mins]	430
Operating Delays [mins]	80
In Shift Working Time [mins]	350

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

25-May-1904 : 06:28:57
Haulage System for HAUL11
[DEMONSTRATION]

COSTING

Capital Expend.: Base Year [$]	900000
Capital Expend.: Year -1 [$]	0
Capital Expend.: Year -2 [$]	0
Total Capital Expenditure [$]	900000
Trade-in Value [$]	270000
Replacement Life [op.hrs]	0
Replacement Life [years]	10
Depreciation Type	Straight Line
Depreciation Rate [%]	10.00
Operating Labour Cost [$/op hr]	4.00
Maintenance Labour Cost [$/op hr]	12.00
Other Labour Cost [$/op hr]	6.00
Electrical Energy Cost [$/op hr]	0.00
Electrical Demand Cost [$/op hr]	0.00
Liquid Fuels Cost [$/op hr]	7.00
Lube Cost [$/op hr]	3.00
Tyre Replacement Cost [$/op hr]	14.00
Wear Items Cost [$/op hr]	0.00
Repair Parts Cost [$/op hr]	8.00
Major Overhaul Cost [$/op hr]	0.00
Total Operating Cost [$/op hr]	54.00

Availability Distribution

	NORMAL
Availability Spread	[% of
mean]	15.00
Availability Minimum	[%
prob.]	1.00
Availability Maximum	[%
prob]	100.00

Travel Time Distribution

	NORMAL
Travel Time Spread	[% of
mean]	15.00
Travel Time Minimum	[%
prob]	1.00
Travel Time Maximum	[%
prob]	99.00

Dumping Time Distribution

	NORMAL
Dumping Time Spread	[% of
mean]	15.00
Dumping Time Minimum	[%
prob]	1.00
Dumping Time Maximum	[%
prob]	99.00

Lube Cost	hr]	[$/op 5.00
Tyre Replacement Cost	hr]	[$/op 0.00
Wear Items Cost	hr]	[$/op 0.00
Repair Parts Cost	hr]	[$/op 20.00
Major Overhaul Cost	hr]	[$/op 0.00
Total Operating Cost	hr]	[$/op 100.00

HAULAGE UNIT BASE DATA

IDENTITY

komatsu HD1400B

TECHNICAL and OPERATIONAL

Motor Power [kW]	754
Transmission Speed Factor [factor]	1.00
Fuel Consumption: 0% Power [litres/op.hr]	10.2
Fuel Consumption: 100% Power [litres/op.hr]	199.6
Rated Payload [tonnes]	136.0
Empty Weight [tonnes]	107.3
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Full Weight [tonnes]	243.3
Default Spot Time at Loader [mins]	0.50
Default Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time Mean [mins]	1.00
Availability Mean [%]	80.00

STOCHASTIC

Bucket Payload Minimum prob]	[% 1.00
Bucket Payload Maximum prob]	[% 99.00
	COSTING
Capital Expend.: Base Year [$]	2600000
Capital Expend.: Year -1 [$]	0
Capital Expend.: Year -2 [$]	0
Total Capital Expenditure [$]	2600000
Trade-in Value [$]	780000
Replacement Life [op.hrs]	0
Replacement Life [years]	15
Depreciation Type	Straight Line
Depreciation Rate [%]	10.00
Operating Labour Cost hr]	[$/op 5.00
Maintenance Labour Cost hr]	[$/op 15.00
Other Labour Cost hr]	[$/op 10.00
Electrical Energy Cost hr]	[$/op 35.00
Electrical Demand Cost hr]	[$/op 10.00
Liquid Fuels Cost hr]	[$/op 0.00

ضمـائم

[۱۲] رابـرت شـانون، ترجمـهٔ علـی اکبرمـازار،« علـم و هـنر شـبیه سـازی سیستمها »، انتشارات مرکز دانشگاهی، ۱۳۷۱ .

[13]Jacobs,C.V``Successful south African Mining Simulation Application South Africa`` ,First International symposium on Mine Simulation via the internet.December 1996 .

[14]sturgul,john.R. History of Discrete Mine system Simulation , International symposium on Mine Simulation via the Internet, 1996

[15]GARY,G.Y. ``Maximising the operational Benefit of capital Investment via computer Simulation``, MINCOST90, Sydney June,1996.

[16]Harrison,John.``GPSS Computer Simulation of Equipment Requirments for the Iron Duke Mine``,Second large open pit Mining conference, April 1989.

[17]Ellis,Darid,W.H.``Mine Design using simulation``, First International Symposium on Mine Simulation ,via the Internet,December 1996 .

[18]Ataeepour.M and Baafi E.Y, Application of ARENA Simulation system to compare truck – shovel operation, 1998 .

[19]XPAC Mining System, `` TALPAC Reference Guide``, Release 6a, June 1993 .

[۲۰] شرکت اولنگ، طراحی معدن مس سونگون اهر، تابستان ۱۳۸۰ .

[۲۱] مدنـی، حسـن، « طراحـی معـادن »، انتشـارات مؤسسـهٔ آموزشـی پژوهشـی وزارت معادن،۱۳۷۲

[۲۲] شرکت ملی صنایع مس ایران، «گزارش کلی پیشرفت کار ماهانه طرح مس سـونگون »، دی ماه ۱۳۸۲ .

[۲۳] مصاحبه های حضوری و تلفنی صورت گرفته با نمـایندگی هـای شـرکتهای سـازندهٔ شاولها و کامیونهای انتخاب شده و اطلاعات اخذ شده از شرکت صنایع ملـی مـس ایـران و معـدن مس سرچشمه وهمچنین شرکت ملی فولاد ایران ومعدن سنگ آهن چغارت، اسفندماه ۱۳۸۲ .

« فهرست منابع »

[۱] رفیعی، مرتضی، «تعیین محدودهٔ نهایی معدن مس سونگون اهر»، پایان نامهٔ کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود، ۱۳۸۰

[۲] قربانی، سعید، « طراحی معدن مس سونگون به روش پلکانی»، پایان نامهٔ کارشناسی، دانشگاه صنعتی سهند تبریز، ۱۳۷۹

[۳] رحیمی بهار، علی اکبر، « ارزیابی کانسار مس سونگون توسط مقطع اکتشافی»، پایان نامه کارشناسی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر،۱۳۷۳

[۴] شرکت ایتوک، «گزارش امکان پذیری کانسار مس سونگون»،۱۳۷۵

[۵] جعفرزاده، محمد، «جزوهٔ زمین شناسی اقتصادی ، دانشگاه صنعتی سهند تبریز».

[۶] اصانلو، مرتضی، «طراحی، برنامه ریزی و روشهای استخراج معادن سطحی»، انتشارات لادن ،۱۳۷۴

[7]Blakwell . G.H ، " Esimation of large open pit haulag truck requirements''. Bulletin, pp143-149,1999.

[۸] بهبهانی، حمید، «ماشینهای ساختمانی و روشهای اجرایی »، انتشارات دانشگاه علم و صنعت ایران، ۱۳۷۶

[۹] صالحی فتح آبادی، حسن، « شبیه سازی سیستمها بوسیلهٔ کامپیوترهای رقمی »، انتشارات جهاد دانشگاهی،۱۳۶۹ .

[۱۰] محلوجی، هاشم، « اصول شبیه سازی »، انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی شریف،۱۳۶۷

[۱۱] اقدسی، محمد، « شبیه سازی کامپیوتری و زبان SLAM »، انتشارات جهاد دانشگاهی ،۱۳۷۲ .

عملیات بارگیری و باربری در معدن مس سونگون، ناوگان دوم یعنی شاولهای با ظرفیت جام 10.6 متر مکعبی و کامیونهای 109 تنی پیشنهاد می گردد.جهت بررسی بیشتر و انتخاب بهینهٔ ظرفیت ناوگان بارگیری و حمل، عملیات شبیه سازی با استفاده از ناوگان سوم با ظرفیتهای کمتر شامل ؛ شاول با ظرفیت جام 8.3 مترمکعب به همراه کامیونهای 78 تنی، در سال اول بهره برداری انجام گرفت و همانطور که مشاهده گردید، متوسط هزینهٔ بارگیری و حمل هر تن مادهٔ معدنی و باطله توسط این ناوگان در سال اول بهره برداری نسبت به متوسط هزینهٔ بارگیری و حمل هرتن مادهٔ معدنی و باطله توسط ناوگان دوم، افزایش می یابد.

این هزینه ها بترتیب برابر 2.84 دلار در هر تن برای مادهٔ معدنی و 1.89 دلار در هر تن برای باطله، تعیین گردید. درصورتیکه این ارقام در صورت استفاده از ناوگان دوم برای مادهٔ معدنی برابر 2.66 دلار درهر تن و برای باطله،1.77 دلار در هر تن، تعیین گردیده بود. بنابراین به این نتیجه می رسیم که ناوگان دوم اقتصادی تر بوده و بعنوان ناوگان بهینه انتخاب گردید .

بعد از تعیین ناوگانی که از لحاظ اقتصادی دارای هزینه های کمتری می‌باشد به منظور رسیدن به تولید برنامه ریزی شده معدن مس سونگون، تعداد دستگاه بارگیری و باربری مورد نیاز معدن در شش سال اول بهره برداری طبق جدول (۶-۳) و جدول (۶-۴) تعیین گردید که به طور میانگین ۴ شاول با ظرفیت جام 10.6متر مکعب به همراه ۱۶ کامیون با ظرفیت حمل بار 109 تن، در سه سال اول و ۱۷ کامیون در سالهای چهارم و پنجم و۱۸ کامیون در سال ششم بهره برداری ، مورد نیاز می باشد در حالیکه در طراحی سیستم باربری توسط روش کلاسیک یا تجربی، تعداد شاول مورد نیاز معدن برابر ۵ عدد و تعداد کامیون مورد نیاز، ۱۲ کامیون محاسبه گردیده بود و همین طور که مشاهده می‌شود نتایج محاسبات به روش تجربی از دقت کافی برخوردار نبوده است

نتیجه گیری :

مهمترین عامل در انتخاب نوع و تعیین حجم بهینه ناوگان بارگیری و باربری در معادن روباز، اقتصاد و هزینه های سرمایه ای و عملیاتی مربوط به هر یک از ناوگانهای انتخابی می باشد. بدین منظور سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون با استفاده از دو نوع ناوگان مختلف که پس از بررسیهای فنی و مطالعات بازار و با در نظر گرفتن محدودیتهای فنی و اقتصادی و سیاسی موجود توسط شرکتهای مشاور پیشنهاد گردیده اند و مجری محترم طرح مس سونگون مجاز به انتخاب یکی از دو ناوگان جهت اجرای عملیات بارگیری و بار بری می‌باشد، در هر سال و در دو مسیر حمل باطله و ماده معدنی به وسیله نرم افزار TALPAC شبیه سازی گردیده و توان تولید هر یک از دو ناوگان در مسیرهای مورد نظر در هر سال مورد ارزیابی قرار گرفت و هزینه بارگیری و حمل هر تن ماده معدنی و باطله در مسیرهای مربوط به هر سال در صورت انتخاب هر یک از دو ناوگان حمل توسط نرم افزار TAL PAC تخمین زده شده که در مجموع ۲۴ مرتبه عملیات شبیه سازی در شرایط مختلف ودر مسیرهای حمل مختلف، اجرا گردید . به طور خلاصه، هزینهٔ متوسط بارگیری و باربری هر تن سنگ در شش سال اول بهره برداری در صورتیکه ناوگان اول یعنی شاولهای ۱۵ متر مکعبی و کامیونهای 136 تنی انتخاب گردد 2.24 دلار در هر تن و مجموع هزینه های بارگیری و باربری توسط این ناوگان در شش سال اول بهره برداری 339.53 میلیون دلار برآورد گردید. به همین ترتیب هزینه متوسط بار گیری و حمل هر تن سنگ در شش سال اول بهره برداری در صورتیکه از ناوگان دوم یعنی شاولهای 10.6 متر مکعبی و کامیونهای ۱۰۹ تنی استفاده گردد، 1.98 دلار در هر تن ومجموع هزینه های مربوط به بخش بارگیری و باربری توسط این ناوگان در شش سال اول بهره برداری از معدن مس سونگون 299.75 میلیون دلار برآورد گردید که این بدان معنی است که با انتخاب ناوگان دوم مبلغی در حدود 39.8 میلیون دلار در شش سال اول بهره برداری در هزینه استخراجی صرفه جویی بعمل می‌آید، بنابراین جهت اجرای

کامیونهای 109 تنی، کمتر از هزینهٔ باربری توسط ناوگان اول یعنی شاول ۱۵ مترمکعبی و کامیونهای 136 تنی تعیین گردید. حال این شائبه پیش می آید که ممکن است با استفاده از یک ناوگان با ظرفیتهای کمتر بعنوان ناوگان سوم ،هزینه های بارگیری و حمل بازهم کاهش یابد. با مطالعه و بررسی ظرفیت شاول ها و کامیون های موجود در بازار که ازظرفیت های کمتری نسبت به ظرفیت شاول و کامیون ناوگان دوم برخوردارمی باشند و امکان خرید و استفاده از آنها در سیستم بارگیری و باربری معدن مس سونگون وجود دارد، مشاهده می شود انتخاب بعدی که امکان بررسی آن وجود دارد کامیون با ظرفیت حمل بار 78 تن و شاول با ظرفیت جام8.3 مترمکعب می باشد که در عین حال با یکدیگر همخوانی نیز دارند .بنابراین با انتخاب شاول با ظرفیت جام 8.3 مترمکعب از نوع P&H1200 و کامیون 78 تنی مدل کوماتسو HD785 ، عملیات شبیه سازی را در مسیر حمل مادهٔ معدنی و باطله در سال اول بهره برداری از معدن مس سونگون، اجرا می نمائیم. درضمیمهٔ شماره ۳، اطلاعات ورودی به نرم افزار و در صفحه بعد نتایج شبیه سازی و سودمندی این ناوگان آمده است . متوسط هزینهٔ بارگیری و حمل هر تن مادهٔ معدنی توسط این ناوگان در سال اول بهره برداری برابر 2.84 دلار در تن و مجموع هزینهٔ بارگیری و حمل هرتن باطله در سال اول بهره برداری برابر 1.89 دلار در هرتن، تعیین گردید. با استناد به جدول (۵-۵)، مشاهده می گردد که متوسط هزینهٔ بارگیری و حمل هرتن باطله و مادهٔ معدنی توسط ناوگان دوم یعنی شاولهای 10.6 مترمکعبی و کامیونهای 109 تنی، کمتر از متوسط هزینهٔ بارگیری و حمل توسط ناوگان سوم یا ناوگان با ظرفیت کمتر، می باشد. بنابراین نتیجه می گیریم که ناوگان دوم،اقتصادی تر بوده و دارای بهره وری بالاتر می باشد .

جدول (٦-٣) تعداد دستگاه بارگیری مورد نیاز در شش سال اول بهره برداری

Loading System Requirments(shovel 10.6 m^3)			
Year	Ore	Waste	Total Loading Equiment
1	0.96	2.82	3.78(say):4
2	0.98	2.64	3.62(say):4
3	1.04	2.43	3.47(say):4
4	1.42	2.41	3.83(say):4
5	1.54	2.3	3.84(say):4
6	1.03	2.7	3.73(say):4

جدول (٦-٤)- تعداد دستگاه باربری مورد نیاز در شش سال اول بهره برداری

Off Highway Truck Requirments(109 t)			
Year	Ore	Waste	Total Truck Requirments
1	4.8	11.28	16.08(say):16
2	4.9	10.56	15.46(say):16
3	3.12	12.15	15.27(say):16
4	7.1	9.64	16.74(say):17
5	7.7	9.2	16.9(say):17
6	7.21	10.8	18.01(say):18

۶-۴- شبیه سازی سیستم بارگیری و باربری توسط ناوگان سوم :

همانگونه که از مقایسهٔ نتایج بدست آمده از شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل بوسیلهٔ دو ناوگان مشاهده گردید، هزینه های باربری توسط ناوگان کوچکتر یعنی شاول 10.6 مترمکعبی و

۶ـ۳ ـ تعیین حجم ناوگان بارگیری و باربری مورد نیاز معدن:

با در نظر گرفتن توان تولید ناوگان دوم در شش سال اول بهره برداری و در مسیرهای حمل مختلف که در شبیه سازی های انجام شده بدست آمده است، (جدول ۵-۶) برای رسیدن به تولید برنامه ریزی شدهٔ ماده معدنی و میزان باطله برداری تعیین شده در هر سال براساس برنامهٔ استخراج میان مدت معدن مس سونگون (جدول ۵-۱) تعداد دستگاههای بارکننده شاول (با ظرفیت جام 10.6 متر مکعب) و تعداد کامیون (با ظرفیت حمل ۱۰۹ تن) مورد نیاز معدن در شش سال اول بهره برداری بدین شرح در جدول (۶-۳) و (۶-۴) تعیین شده است :

۶-۲- مقایسه هزینه های بارگیری و باربری توسط دو ناوگان در شش سال اول بهره برداری :

در جدول زیر هزینه بارگیری و باربری در شش سال اول بهره برداری توسط هر یک از دو ناوگان محاسبه گردیده است :

جدول ٦-۲ - هزینه بارگیری و باربری به وسیله دو ناوگان در شش سال اول بهره برداری (دلار)

Year	Fleet 1(S)	Fleet 2(S)
1	55963108	48799409
2	56730198	47831374
3	50844913	46687109
4	59146195	50077084
5	59882455	52669390
6	56968172	53691379
total	**339535041**	**299755745**

با توجه به جدول فوق از مجموع هزینه های بارگیری و حمل سالیانه برای هر یک از دو ناوگان می توان چنین نتیجه گیری کرد که با انتخاب ناوگان دوم یعنی شاولهای 10.6 متر مکعبی و کامیونهای 109 تنی، مبلغی در حدود 39.8 میلیون دلار در هزینه استخراجی در شش سال اول بهره برداری از معدن ، صرفه جویی به عمل می‌آید. به طور دقیقتر، اختلاف مجموع هزینه های بارگیری و حمل بوسیلهٔ ناوگان اول و دوم در شش سال اول بهره برداری برابر 296 ،779 ، 39 دلار می‌باشد.

جدول (٦-١)- هزینه های باربری به وسیله دو ناوگان در شش سال اول بهره برداری

year	Fleet	Material	Average cost S/ton	Mine production Ton/year	Haulage Cost S / year	Total Haulage Costs S/year
1	Fleet 1	Ore	3.01	5026280	15129101	55963108
		waste	2.04	20016670	40834006	
	Fleet 2	Ore	2.66	5026280	13369904	48799409
		waste	1.77	20016670	35429505	
2	Fleet 1	Ore	2.37	7017470	16631404	56730198
		waste	2.22	18062520	40098794	
	Fleet 2	Ore	2.08	7017470	14596337	47831374
		waste	1.84	18062520	33235036	
3	Fleet 1	Ore	1.67	7008120	11703560	50844913
		waste	2.17	18037490	39141353	
	Fleet 2	Ore	1.54	7008120	10792504	46687109
		waste	1.99	18037490	35894605	
4	Fleet 1	Ore	3.27	7003200	22900464	59146195
		waste	1.96	18492720	36245731	
	Fleet 2	Ore	2.82	7003200	19749024	50077084
		waste	1.64	18492720	30328060	
5	Fleet 1	Ore	3.29	6979500	22962555	59882455
		waste	2	18459950	36919900	
	Fleet 2	Ore	3.05	6979500	21287475	52669390
		waste	1.7	18459950	31381915	
6	Fleet 1	Ore	3.01	7048780	21216827	56968172
		waste	1.99	17965500	35751345	
	Fleet 2	Ore	2.8	7048780	19736584	53691379
		waste	1.89	17965500	33954795	

۶-۱-محاسبه هزینه های بارگیری و باربری توسط دو ناوگان در شش سال اول بهره برداری :

اکنون می توان با استفاده از هزینه متوسط بارگیری و باربری هر تن سنگ توسط دو ناوگان، (جدول ۵-۶) و برنامه ریزی تولید سالانه معدن، جدول (۵-۱)، مجموع هزینه بارگیری و حمل ماده معدنی و باطله در هر سال و در نهایت مجموع این هزینه ها در شش سال اول بهره برداری از معدن مس سونگون به وسیله هر یک از دو ناوگان را تعیین نمود. نتیجه این محاسبات در جدول (۶-۱) نشان داده شده است:

۵-۷- نتایج نهایی حاصل از شبیه سازی های انجام شده در شش سال اول بـهره برداری از معدن مس سونگون:

جدول (۵-۱۰) نتایج نهایی حاصل از شبیه سازی دو ناوگان انتخابی در شش سال اول بهره برداری از معدن

year	Fleet	Material	Fleet size (Truck)	Productivity ton / year	Haulage Cost $ / ton
1	Fleet 1	Ore	6	6225110	3.01
		waste	5	8523771	2.04
	Fleet 2	Ore	5	5223961	2.65
		waste	4	7089975	1.77
2	Fleet 1	Ore	6	8422617	2.37
		waste	6	8981567	2.22
	Fleet 2	Ore	5	7105624	2.08
		waste	4	6837058	1.84
3	Fleet 1	Ore	4	8897027	1.67
		waste	6	9175290	2.17
	Fleet 2	Ore	3	6716447	1.54
		waste	5	7403909	1.99
4	Fleet 1	Ore	6	5716591	3.27
		waste	5	8884592	1.96
	Fleet 2	Ore	5	4902556	2.82
		waste	4	7670920	1.64
5	Fleet 1	Ore	6	5674926	3.29
		waste	5	8718338	2
	Fleet 2	Ore	5	4528941	3.06
		waste	4	8028316	1.7
6	Fleet 1	Ore	8	8290333	3.01
		waste	5	8731623	1.99
	Fleet 2	Ore	7	6827064	2.8
		waste	4	6651631	1.89

۵-۵- شبیه سازی سیستم باربری به وسیله ناوگان اول از سال دوم تا سال ششم بهره برداری :

عملیات شبیه سازی و آنالیز توان تولید سیستم بارگیری و حمل مادهٔ معدنی و باطله توسط ناوگان اول، برای سال دوم تا ششم بهره برداری از معدن مس سونگون نیز همانند سال اول اجرا گردیده است که نتایج آن که شامل نتایج ده بار شبیه سازی می‌باشد در ضمیمهٔ شماره ۴ آمده است. توضیح اینکه بدلیل حجم زیاد اطلاعات خروجی حاصل از اجرای عملیات شبیه سازی از این به بعد در شبیه سازیهای بعدی این اطلاعات به قسمت ضمیمه منتقل گردیده است تا درصورت نیاز به آنها مراجعه شود. خلاصهٔ نتایج بدست آمده از این شبیه سازیها در صفحهٔ بعد (جدول۵- ۱۰) آمده است .

۵-۶- شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل بوسیله ناوگان دوم از سال دوم تا سال ششم بهره برداری :

عملیات شبیه سازی سیستم بارگیری و حمل مادهٔ معدنی و باطله توسط ناوگان دوم ، برای سال دوم تا سال ششم بهره برداری از معدن مس سونگون که شامل نتایج حاصل از ده بار شبیه سازی در مسیرهای مربوط به سالهای دوم تا ششم می باشد ، به ترتیب سال در ضمیمهٔ شماره ۵ آمده است . خلاصهٔ نتایج بدست آمده از این شبیه سازیها در صفحهٔ بعد (جدول ۵-۱۰) آمده است .

۵-۴- نتایج نهایی شبیه سازیهای انجام شده درسال اول بهره برداری :

در جدول زیر خلاصه نتایج بدست آمده از شبیه سازی ها و آنالیز توان تولید ناوگان و متوسط هزینه های باربری برای هر یک ازدو ناوگان در هر مسیر حمل ویژه آمده است :

جدول (۵-۹)- خلاصه نتایج به دست آمده از شبیه سازیهای انجام شده در سال اول بهره برداری .

Fleet	Material	Fleet size (Truck)	Productivity ton / year	Haulage cost S / ton
Fleet (1) Shovel (15 m^3) And Truck (136 t)	Ore	6	6225110	3.01
	waste	5	8523771	2.04
Fleet (2) Shovel (10.6 m^3) And Truck (109 t)	Ore	5	5223961	2.65
	waste	4	7089975	1.77

همانطور که از جدول فوق نیز مشخص است، هزینه بارگیری و حمل هر تن ماده معدنی و باطله به وسیله ناوگان اول به طور کاملاً واضح بیشتر از هزینه بارگیری و حمل به وسیله ناوگان دوم می‌باشد .

فصل ششم

تجزیه و تحلیل نتایج حاصل از شبیه سازیها و مقایسه دو ناوگان از نظر اقتصادی

Bucket Payload Minimum [% prob]	1.00
Bucket Payload Maximum [% prob]	99.00
	COSTING
Capital Expend.: Base Year [$]	2270000
Capital Expend.: Year -1 [$]	0
Capital Expend.: Year -2 [$]	0
Total Capital Expenditure [$]	2270000
Trade-in Value [$]	227000
Replacement Life [op.hrs]	0
Replacement Life [years]	8
Depreciation Type	Straight Line
Depreciation Rate [%]	15.00
Operating Labour Cost [$/op hr]	5.00
Maintenance Labour Cost [$/op hr]	18.00
Other Labour Cost [$/op hr]	15.00
Electrical Energy Cost [$/op hr]	20.00
Electrical Demand Cost [$/op hr]	12.00
Liquid Fuels Cost [$/op hr]	0.00

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

21-Jun-1904 : 01:27:36

Haulage System for
HAUL14 [DEMONSTRATION]

HAULAGE SYSTEM BASE
DATA REPORT

LOADING UNIT BASE DATA

IDENTITY
P&H 1200 SHOVEL

Classification Type
4

TECHNICAL and OPERATIONAL

Manufacturer's Rated Load [tonnes]	31.2
Bucket Construction Rating [t/cu.m]	0.91
Total Suspended Load [tonnes]	26.4
Rated Capacity (Heaped) [cu.metres]	11.50
Bucket Payload Mean [tonnes]	15.92
Bucket Cycle Time Mean [mins]	0.50
First Bucket Pass Delay Time [mins]	0.00
Availability [%]	85.00

Loading Methodology - Truck Position
Double Sided
Bucket Passes
Full Truck

STOCHASTIC

Bucket Cycle Time Distrib.	NORMAL
Bucket Cycle Time Spread of mean]	[% 4.00
Bucket Cycle Time Minimum [% prob]	1.00
Bucket Cycle Time Maximum [% prob]	99.00
Bucket Payload Distribution	NORMAL
Bucket Payload Spread of mean]	[% 25.00

	Grade %	Elev. metres	Resist. %	Rolling Restrictions Distance Minimum metres km/h	Time Final minutes km/h	Payload %
Queue at Loader						Auto
Spot at Loader						Auto
Loading						Auto
1 Haul Segment				50.0		
	0.0	0.0	4.0	15.0	15.0	Full
2 Haul Segment				544.0		
	0.0	0.0	3.0	Max	Max	Full
3 Haul Segment				2109.0		-
	8.0	-168.7	3.0	35.0	30.0	Full
4 Haul Segment				100.0		
	0.0	0.0	4.0	35.0	0.0	Full
Spot at Dump						Auto
Dumping						Auto
5 Haul Segment				100.0		
	0.0	0.0	4.0	35.0	35.0	Empty
6 Haul Segment				2109.0		
	8.0	168.7	2.5	Max	Max	Empty
7 Haul Segment				544.0		
	0.0	0.0	2.5	Max	Max	Empty
8 Haul Segment				50.0		
	0.0	0.0	4.0	15.0	0.0	Empty
Travel Delay						1.00
Total				5[illegible]6.0		0.0

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

21-Jun-1904 : 01:28:51
Haulage System for
HAUL11 [DEMONSTRATION]

TRAVEL OPTIONS

Minimum Acceleration Limit [km/h/s]	-1.5
Maximum Acceleration Limit [km/h/s]	1.5
Starting Velocity [km/h]	0.0
Incremental Velocity [km/h]	1.0
Coefficient of Traction [fac]	0.36
Braking Reliability [%]	70
Use of Retarder	Always
Retarder % of Full Speed [%]	70.0
Travel Time Correct. Factor [fac]	1.00

LOADING OPTIONS

Maximum Payload Overload [%]	2.5
Reject Last Pass Cut-off	30.00
Full Bucket Load Lower Limit [%]	90.00

CASH FLOW OPTIONS

Marginal Taxation Rate	0.00
Req. Return on Investment	25.00
Write-off Written Down Values	Yes
No. of Years in Cash Flow [years]	6
Losses Carried Forward	Yes

GENERAL BASE

DATA

MATERIAL	
	copper ore
Production Measurement	
	Volume
Insitu Bank Density [t/cu.m]	2.500
Insitu to Loader Bkt Swell [factor]	1.30
Loader Bucket Fill Factor [factor]	0.72
Insitu to Truck Tray Swell [factor]	1.30
ROSTER	
	songon
Scheduled Shifts [shifts/year]	606
Loading Unit Maint. Shifts [shifts/year]	91
Unscheduled Lost Shifts [shifts/year]	20
Fleet Operating Shifts [shifts/year]	495
Shift Duration [min]	480
Non-operating Delays [min]	50
In Shift Operating Time [min]	430
Operating Delays [min]	80
In Shift Working Time [min]	350

Lube Cost [$/op hr]	10.00
Tyre Replacement Cost [$/op hr]	0.00
Wear Items Cost [$/op hr]	0.00
Repair Parts Cost [$/op hr]	18.00
Major Overhaul Cost [$/op hr]	3.00
Total Operating Cost [$/op hr]	101.00

HAULAGE UNIT BASE DATA

IDENTITY

KOMATSU HD785

TECHNICAL and OPERATIONAL

Motor Power [kW]	654
Transmission Speed Factor [factor]	1.00
Fuel Consumption: 0% Power [litres/op.hr]	8.7
Fuel Consumption: 100% Power [litres/op.hr]	171.1
Rated Payload [tonnes]	78.0
Empty Weight [tonnes]	53.5
Nominal Payload [tonnes]	78.0
Full Weight [tonnes]	131.5
Default Spot Time at Loader [mins]	0.50
Default Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time Mean [mins]	0.50
Availability Mean [%]	80.00

STOCHASTIC

Availability Distribution	
	NORMAL
Availability Spread	[%
of mean]	15.00
Availability Minimum	
[% prob.]	1.00
Availability Maximum	
[% prob]	100.00
Travel Time Distribution	
	RIGHT_SKEW
Travel Time Spread	[%
of mean]	15.00
Travel Time Minimum	
[% prob]	1.00
Travel Time Maximum	
[% prob]	99.00
Dumping Time Distribution	
	RIGHT_SKEW
Dumping Time Spread	[%
of mean]	15.00
Dumping Time Minimum	
[% prob]	1.00
Dumping Time Maximum	
[% prob]	99.00

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

21-Jun-1904 : 01:27:36
Haulage System for
HAUL14 [DEMONSTRATION]

COSTING

Capital Expend.: Base Year [$]	1180000
Capital Expend.: Year -1 [$]	0
Capital Expend.: Year -2 [$]	0
Total Capital Expenditure [$]	1180000
Trade-in Value [$]	118000
Replacement Life [op.hrs]	0
Replacement Life [years]	7
Depreciation Type	Straight Line
Depreciation Rate [%]	15.00
Operating Labour Cost [$/op hr]	5.00
Maintenance Labour Cost [$/op hr]	17.00
Other Labour Cost [$/op hr]	8.00
Electrical Energy Cost [$/op hr]	0.00
Electrical Demand Cost [$/op hr]	0.00
Liquid Fuels Cost [$/op hr]	6.00
Lube Cost [$/op hr]	5.00
Tyre Replacement Cost [$/op hr]	24.00
Wear Items Cost [$/op hr]	0.00
Repair Parts Cost [$/op hr]	18.00
Major Overhaul Cost [$/op hr]	2.00
Total Operating Cost [$/op hr]	85.00

MATERIAL	
	waste
Production Measurement	
	Volume
Insitu Bank Density [t/cu.m]	2.500
Insitu to Loader Bkt Swell [factor]	1.30
Loader Bucket Fill Factor [factor]	0.72
Insitu to Truck Tray Swell [factor]	1.30
ROSTER	
	songon
Scheduled Shifts [shifts/year]	919
Loading Unit Maint. Shifts [shifts/year]	138
Unscheduled Lost Shifts [shifts/year]	20
Fleet Operating Shifts [shifts/year]	761
Shift Duration [mins]	480
Non-operating Delays [mins]	60
In Shift Operating Time [mins]	420
Operating Delays [mins]	90
In Shift Working Time [mins]	330

songun

21-Jun-1904 : 01:27:36
Haulage System for
HAUL14 [DEMONSTRATION]

TRAVEL OPTIONS

Minimum Acceleration Limit [km/h/s]	-1.5
Maximum Acceleration Limit [km/h/s]	1.5
Starting Velocity [km/h]	0.0
Incremental Velocity [km/h]	1.0
Coefficient of Traction [factor]	0.36
Braking Reliance [%]	70
Use of Retarder	Always
Retarder % of Full Speed [%]	70.0
Travel Time Correct. Factor [factor]	1.00

LOADING OPTIONS

Maximum Payload Overload [%]	2.5
Reject Last Bucket Cut-off [%]	30.00
Full Bucket Load Lower Limit [%]	90.00

CASH FLOW OPTIONS

Marginal Taxation Rate [%]	0.00
Req. Return on Investment [%]	25.00
Write-off Written Down Values	Yes
No. of Years in Cash Flow [years]	6
Losses Carried Forward	Yes

XPAC Mining Systems

TALPAC System - Page 5

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

21-Jun-1904 : 01:27:36

Haulage System for HAUL14 [DEMONSTRATION]

HAUL CYCLE for Haulage System for HAUL14

	Grade %	Elev. metres	Resist. %	Rolling Distance Maximum metres km/h	Restrictions Time Final minutes km/h	Payload %
				Queue at Loader		Auto
				Spot at Loader		Auto
				Loading		Auto
1				Haul Segment 50.0		
	0.0	0.0	4.0	15.0	15.0	Full
2				Haul Segment 1206.0		
	0.0	0.0	3.0	Max	Max	Full
3				Haul Segment 292.0		
	8.0	23.4	3.5	35.0	30.0	Full
4				Haul Segment 4.0		-
	8.0	-0.3	3.0	35.0	30.0	Full
5				Haul Segment 100.0		
	0.0	0.0	4.0	35.0	0.0	Full
				Spot at Dump		Auto
				Dumping		Auto
6				Haul Segment 100.0		
	0.0	0.0	4.0	35.0	35.0	Empty
7				Haul Segment 4.0		
	8.0	0.3	3.0	35.0	30.0	Empty
8				Haul Segment 292.0		-
	8.0	-23.4	2.5	Max	Max	Empty
9				Haul Segment 1206.0		
	0.0	0.0	2.5	Max	Max	Empty
10				Haul Segment 50.0		
	0.0	0.0	4.0	15.0	0.0	Empty
				Travel Delay		1.00
	Total			3304.0		0.0

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

21-Jun-1904 : 01:12:49
Haulage System for HAUL11
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

P&H 1200 SHOVEL

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	3548
Operating Shifts per Year [shifts/year]	495
Average Bucket Payload [tonnes]	15.27
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.50
Wait Time per Oper. Hour [mins]	6.69
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided Bucket Passes Full Truck
Loading Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	1254
Per Shift [tonnes]	8986
Per Year [tonnes]	4448067

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD785

Fleet Size [number]	6
Average Availability [%]	80.19
Operating Hours per Year [op.hrs]	2845
Nominal Payload [tonnes]	78.0
Average Payload [tonnes]	78.3
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.55

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	2.56
Travel Time [mins]	14.33
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Travel Delays [mins]	1.00
Total Cycle Time [mins]	20.94

Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	261

Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	300
Axle 2 [TKPH]	250
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	58.9

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	2.43
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.41
Discounted Average Cost [$/tonne]	2.84

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

21-Jun-1904 : 01:16:50
Haulage System for HAUL14
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

UNIT		LOADING
		P&H 1200 SHOVEL
Availability	[%]	85.00
Operating Hours per Year	[op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year	[shifts/year]	761
Average Bucket Payload	[tonnes]	15.04
Average Bucket Cycle Time	[mins]	0.50
Wait Time per Oper. Hour	[mins]	7.17
Loading Methodology - Truck Positioning		Double Sided Bucket Passes Full Truck
Loading Unit Productivity Per Operating Hour	[tonnes]	1173
Per Shift	[tonnes]	8213
Per Year	[tonnes]	6250192

UNIT		HAULAGE
		KOMATSU HD785
Fleet Size	[number]	5
Average Availability	[%]	80.22
Operating Hours per Year	[op.hrs]	4273
Nominal Payload	[tonnes]	78.0
Average Payload	[tonnes]	78.3
		Cycle Averages
Queue Time at Loader	[mins]	0.89

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	2.61
Travel Time [mins]	5.69
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Travel Delays [mins]	1.00
Total Cycle Time [mins]	11.68
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	293

Tyre Endurance

Axle 1 [TKPH]	232
Axle 2 [TKPH]	194
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	54.6

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.51
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.38
Discounted Average Cost [$/tonne]	1.89

ضمیمهٔ شماره (۴)

4

XPAC Mining Systems — year 2 - F1 - ore

TALPAC System - Page 1

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

30-May-1904 : 08:17:35
Haulage System for HAUL15
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	30.18
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	6.23
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1581
Per Shift [tonnes]	11068
Per Year [tonnes]	8422617

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	6
Average Availability [%]	80.19
Operating Hours per Year [op.hrs]	4271
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.4
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.22

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.39
Travel Time [mins]	7.15
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	1.00
Total Cycle Time [mins]	14.75
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	329
Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	150
Axle 2 [TKPH]	147
Axle 3 [TKPH]	172
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	59.4

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.95
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.42
Discounted Average Cost [$/tonne]	2.37

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

30-May-1904 : 08:25:22
Haulage System for HAUL16
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	30.37
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	4.29
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1686
Per Shift [tonnes]	11802
Per Year [tonnes]	8981567

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	6
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	4262
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.1
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.34

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.36
Travel Time [mins]	4.42
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	1.00
Total Cycle Time [mins]	12.11
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	351

Tyre Endurance

Axle 1 [TKPH]	158
Axle 2 [TKPH]	155
Axle 3 [TKPH]	181
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	60.3

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.82
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.40
Discounted Average Cost [$/tonne]	2.22

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

31-May-1904 : 01:13:02
Haulage System for HAUL17
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 95 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	30.35
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	5.28
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1670
Per Shift [tonnes]	11691
Per Year [tonnes]	8897027

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	4
Average Availability [%]	79.74
Operating Hours per Year [op.hrs]	4248
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.0
	Cycle Averages
Queue Time at Loader [mins]	1.39

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.35
Travel Time [mins]	7.33
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	1.00
Total Cycle Time [mins]	15.08

Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	524

Tyre Endurance

Axle 1 [TKPH]	151
Axle 2 [TKPH]	148
Axle 3 [TKPH]	173
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	61.7

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.38
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.29
Discounted Average Cost [$/tonne]	1.67

XPAC Mining Systems Year 3 - F1 - W

TALPAC System - Page 1

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 00:26:22

Haulage System for HAUL1

[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	30.14
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	3.16
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1722
Per Shift [tonnes]	12057
Per Year [tonnes]	9175290

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	6
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	4262
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.1
	Cycle Averages
Queue Time at Loader [mins]	3.28

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.39
Travel Time [mins]	9.53
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	20.20
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	359

Tyre Endurance

Axle 1 [TKPH]	177
Axle 2 [TKPH]	173
Axle 3 [TKPH]	203
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	77.9

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.78
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.39
Discounted Average Cost [$/tonne]	2.17

XPAC Mining Systems

Year 4 – F1 – ore

TALPAC System - Page 1

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 00:48:42

Haulage System for HAUL1

[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	3465
Operating Shifts per Year [shifts/year]	495
Average Bucket Payload [tonnes]	30.54
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	5.38
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1650
Per Shift [tonnes]	11549
Per Year [tonnes]	5716591

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	6
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	2772
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.1
	Cycle Averages
Queue Time at Loader [mins]	1.50

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.34
Travel Time [mins]	8.57
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	17.41
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	344

Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	153
Axle 2 [TKPH]	150
Axle 3 [TKPH]	176
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	60.4

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	2.87
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.40
Discounted Average Cost [$/tonne]	3.27

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 00:52:20
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	30.34
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	4.83
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	1668
Per Shift [tonnes]	11675
Per Year [tonnes]	8884592

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	5
Average Availability [%]	79.78
Operating Hours per Year [op.hrs]	4250
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.3
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.75

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.39
Travel Time [mins]	5.25
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	14.39

Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	418

Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	168
Axle 2 [TKPH]	164
Axle 3 [TKPH]	192
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	65.7

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.61
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.35
Discounted Average Cost [$/tonne]	1.96

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 01:07:00
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	3465
Operating Shifts per Year [shifts/year]	495
Average Bucket Payload [tonnes]	30.50
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	5.54
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1638
Per Shift [tonnes]	11464
Per Year [tonnes]	5674926

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	6
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	2772
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.1
	Cycle Averages
Queue Time at Loader [mins]	2.06

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.35
Travel Time [mins]	13.27
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	22.67

Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	341

Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	177
Axle 2 [TKPH]	174
Axle 3 [TKPH]	203
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	64.9

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	2.88
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.41
Discounted Average Cost [$/tonne]	3.29

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 02:16:18
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	30.27
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	4.60
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1680
Per Shift [tonnes]	11762
Per Year [tonnes]	8950632

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	5
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	4262
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.3
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.58

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.38
Travel Time [mins]	7.37
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	16.33

Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	420

Tyre Endurance

Axle 1 [TKPH]	168
Axle 2 [TKPH]	165
Axle 3 [TKPH]	193
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	79.2

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.60
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.35
Discounted Average Cost [$/tonne]	1.95

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 01:39:58
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 85 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	30.30
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	6.33

Loading Methodology - Truck Positioning
Double Sided
Bucket Passes
Full Truck
Loading Unit Productivity

Per Operating Hour [tonnes]	1556
Per Shift [tonnes]	10894
Per Year [tonnes]	8290333

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	8
Average Availability [%]	79.85
Operating Hours per Year [op.hrs]	4254
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.2

Cycle Averages

Queue Time at Loader [mins]	3.31

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.38
Travel Time [mins]	18.79
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	29.47

Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	244

Tyre Endurance

Axle 1 [TKPH]	188
Axle 2 [TKPH]	184
Axle 3 [TKPH]	216
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	72.0

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	2.47
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.54
Discounted Average Cost [$/tonne]	3.01

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 07:25:34
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	30.34
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	5.75
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided Bucket Passes
	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1639
Per Shift [tonnes]	11474
Per Year [tonnes]	8731623

HAULAGE UNIT

KOMATSU HD 1400B

Fleet Size [number]	5
Average Availability [%]	79.78
Operating Hours per Year [op.hrs]	4250
Nominal Payload [tonnes]	136.0
Average Payload [tonnes]	136.1
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.80

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.36
Travel Time [mins]	9.96
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	1.00
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	19.12
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	411

Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	204
Axle 2 [TKPH]	200
Axle 3 [TKPH]	234
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	86.4

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.64
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.35
Discounted Average Cost [$/tonne]	1.99

ضمیمه شماره (۵)

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

31-May-1904 : 01:04:23
Haulage System for HAUL15
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	23.37
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.67
Wait Time per Oper. Hour [mins]	7.87
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1334
Per Shift [tonnes]	9337
Per Year [tonnes]	7105624

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	5
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	4262
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.2
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	0.90

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.12
Travel Time [mins]	6.22
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Travel Delays [mins]	1.00
Total Cycle Time [mins]	12.74

Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	333

Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	130
Axle 2 [TKPH]	123
Axle 3 [TKPH]	129
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	44.6

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.70
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.38
Discounted Average Cost [$/tonne]	2.08

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

31-May-1904 : 01:08:57
Haulage System for HAUL16
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 95 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	23.21
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.67
Wait Time per Oper. Hour [mins]	9.32
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1283
Per Shift [tonnes]	8984
Per Year [tonnes]	6837058

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	4
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	4262
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.2
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.08

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.14
Travel Time [mins]	10.13
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Travel Delays [mins]	1.00
Total Cycle Time [mins]	16.84
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	401

Tyre Endurance

Axle 1 [TKPH]	177
Axle 2 [TKPH]	166
Axle 3 [TKPH]	174
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	66.5

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.51
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.33
Discounted Average Cost [$/tonne]	1.84

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 00:32:12
Haulage System for HAUL17
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 95 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	23.26
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.67
Wait Time per Oper. Hour [mins]	10.40
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	1261
Per Shift [tonnes]	8826
Per Year [tonnes]	6716447

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	3
Average Availability [%]	79.65
Operating Hours per Year [op.hrs]	4243
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.1

Cycle Averages

Queue Time at Loader [mins]	0.29

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.13
Travel Time [mins]	3.29
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Travel Delays [mins]	1.00
Total Cycle Time [mins]	9.21

Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	528

Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	96
Axle 2 [TKPH]	90
Axle 3 [TKPH]	95

Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	33.3

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.26
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.28
Discounted Average Cost [$/tonne]	1.54

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 00:41:57
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability	[%]	85.00
Operating Hours per Year	[op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year	[shifts/year]	761
Average Bucket Payload	[tonnes]	23.30
Average Bucket Cycle Time	[mins]	0.66
Wait Time per Oper. Hour	[mins]	6.51
Loading Methodology - Truck Positioning		Double Sided
Bucket Passes		Full Truck
Loading Unit Productivity		
Per Operating Hour	[tonnes]	1390
Per Shift	[tonnes]	9729
Per Year	[tonnes]	7403909

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size	[number]	5
Average Availability	[%]	80.22
Operating Hours per Year	[op.hrs]	4273
Nominal Payload	[tonnes]	109.0
Average Payload	[tonnes]	109.2
Cycle Averages		
Queue Time at Loader	[mins]	1.21

Spot Time at Loader	[mins]	0.50
Loading Time	[mins]	3.12
Travel Time	[mins]	7.12
Spot Time at Dump	[mins]	0.50
Dumping Time	[mins]	0.50
Travel Delays	[mins]	2.00
Total Cycle Time	[mins]	14.95

		Haulage Unit Productivity
Per Operating Hour	[tonnes]	347

		Tyre Endurance
Axle 1	[TKPH]	120
Axle 2	[TKPH]	113
Axle 3	[TKPH]	118
Average Fuel Consumption	[litres/op.hr]	51.4

ECONOMICS

		FLEET
Discounted Capital Cost	[$/tonne]	1.62
Discounted Operating Cost	[$/tonne]	0.37
Discounted Average Cost	[$/tonne]	1.99

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 02:07:56
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	3465
Operating Shifts per Year [shifts/year]	495
Average Bucket Payload [tonnes]	23.05
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.66
Wait Time per Oper. Hour [mins]	5.16
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	1415
Per Shift [tonnes]	9904
Per Year [tonnes]	4902556

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	5
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	2772
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.3
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.09

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.15
Travel Time [mins]	6.48
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Total Cycle Time [mins]	12.22
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	354
Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	147
Axle 2 [TKPH]	138
Axle 3 [TKPH]	145
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	49.2

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	2.46
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.36
Discounted Average Cost [$/tonne]	2.82

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 02:10:19
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 95 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	23.32
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.67
Wait Time per Oper. Hour [mins]	5.26
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1440
Per Shift [tonnes]	10080
Per Year [tonnes]	7670920

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	4
Average Availability [%]	79.74
Operating Hours per Year [op.hrs]	4248
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.3
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.25

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 01:14:35
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 90 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	3465
Operating Shifts per Year [shifts/year]	495
Average Bucket Payload [tonnes]	23.19
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.67
Wait Time per Oper. Hour [mins]	8.29
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1307
Per Shift [tonnes]	9149
Per Year [tonnes]	4528941

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	5
Average Availability [%]	79.78
Operating Hours per Year [op.hrs]	2764
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.0
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	1.34

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.15
Travel Time [mins]	11.58
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	19.56

Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	328

Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	158
Axle 2 [TKPH]	148
Axle 3 [TKPH]	155
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	49.6

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	2.66
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.39
Discounted Average Cost [$/tonne]	3.05

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 01:31:58
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 95 Shifts.

LOADING UNIT

O&K SHOVEL RH200

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	29.69
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.75
Wait Time per Oper. Hour [mins]	8.41
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1507
Per Shift [tonnes]	10550
Per Year [tonnes]	8028316

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	4
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	4262
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.1
Cycle Averages	
Queue Time at Loader [mins]	0.57

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	2.76
Travel Time [mins]	6.63
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	13.46
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	471
Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	119
Axle 2 [TKPH]	112
Axle 3 [TKPH]	117
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	53.6

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.40
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.30
Discounted Average Cost [$/tonne]	1.70

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 01:43:18
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 85 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	23.04
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.67
Wait Time per Oper. Hour [mins]	8.23
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided
Bucket Passes	Full Truck
Loading Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	1282
Per Shift [tonnes]	8971
Per Year [tonnes]	6827064

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	7
Average Availability [%]	79.66
Operating Hours per Year [op.hrs]	4244
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.1

Cycle Averages

Queue Time at Loader [mins]	1.31

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.15
Travel Time [mins]	8.26
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	16.23
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	230
Tyre Endurance	
Axle 1 [TKPH]	133
Axle 2 [TKPH]	125
Axle 3 [TKPH]	131
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	43.0

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	2.28
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.52
Discounted Average Cost [$/tonne]	2.80

SIMULATION OF HAULAGE SYSTEM FOR SONGON MINE

songun

01-Jun-1904 : 01:50:30
Haulage System for HAUL1
[DEMONSTRATION]

Productivity Results for Full Simulation - 95 Shifts.

LOADING UNIT

o&k shovel RH120C

Availability [%]	85.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	5327
Operating Shifts per Year [shifts/year]	761
Average Bucket Payload [tonnes]	23.20
Average Bucket Cycle Time [mins]	0.67
Wait Time per Oper. Hour [mins]	10.39
Loading Methodology - Truck Positioning	Double Sided Bucket Passes Full Truck
Loading Unit Productivity	
Per Operating Hour [tonnes]	1249
Per Shift [tonnes]	8741
Per Year [tonnes]	6651631

HAULAGE UNIT

WABCO 120 CT

Fleet Size [number]	4
Average Availability [%]	80.00
Operating Hours per Year [op.hrs]	4262
Nominal Payload [tonnes]	109.0
Average Payload [tonnes]	109.0
	Cycle Averages
Queue Time at Loader [mins]	0.90

Spot Time at Loader [mins]	0.50
Loading Time [mins]	3.13
Travel Time [mins]	12.64
Spot Time at Dump [mins]	0.50
Dumping Time [mins]	0.50
Travel Delays [mins]	2.00
Total Cycle Time [mins]	20.18

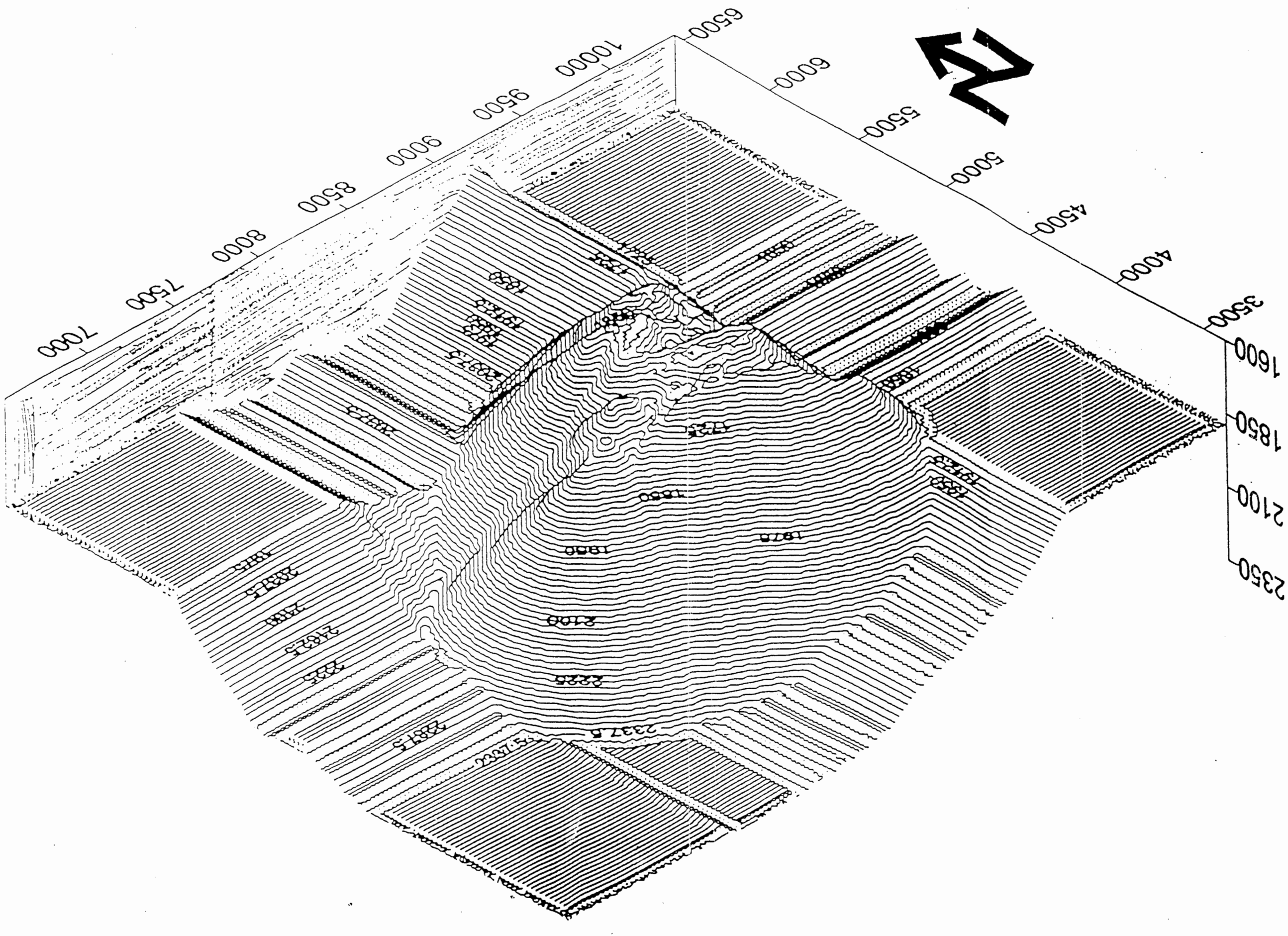
Haulage Unit Productivity Per Operating Hour [tonnes]	390

Tyre Endurance

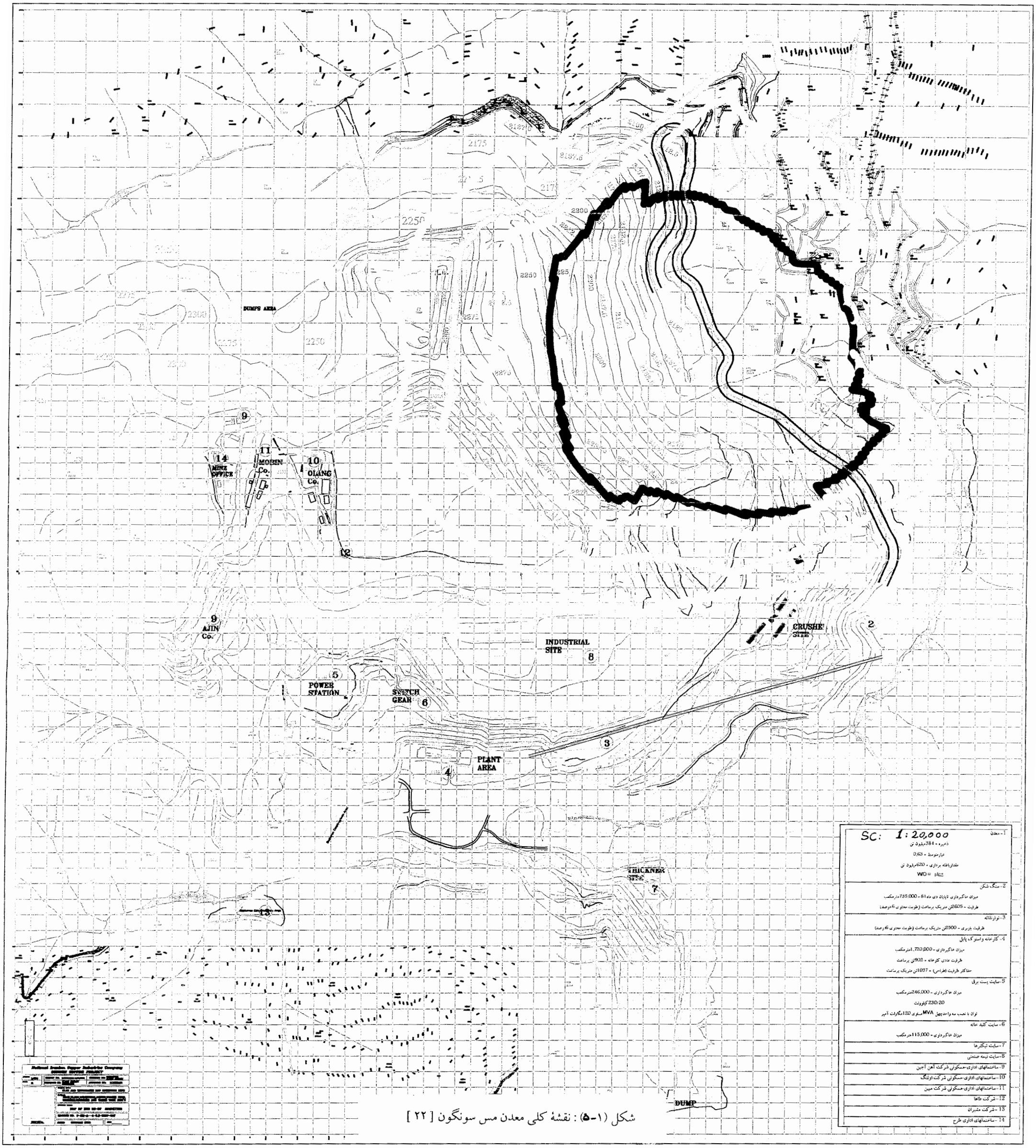
Axle 1 [TKPH]	160
Axle 2 [TKPH]	150
Axle 3 [TKPH]	157
Average Fuel Consumption [litres/op.hr]	68.8

FLEET ECONOMICS

Discounted Capital Cost [$/tonne]	1.55
Discounted Operating Cost [$/tonne]	0.34
Discounted Average Cost [$/tonne]	1.89



شکل (۱-۴) : شکل شهابی پیت و پله های استخراجی [۱]



شکل (۱-۵) : نقشهٔ کلی معدن مس سونگون [۲۲]

جدول ۴-۲ مسافت های حمل از سایل ول تا نقطه بارگیری [۲۰]

Table 4.2 Haulage Distances in Year 1-6

Year	Material Type	From	3212.5	3200	3187.5	3175	3162.5	3150	3137.5	3125	3112.5	3100	3087.5	3075	3062.5	3050	3037.5	3025	3012.5	3000	2987.5	2975	2962.5	2950	2937.5	2925	2912.5
1	Ore to CRUSHER	FLAT (m)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		6% TO UP (m)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		6% TO DOWN (m)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
		TOTAL [m]	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Low grade to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Oxide Material to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Waste to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
2	Ore to CRUSHER	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Low grade to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Oxide Material to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Waste to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
3	Ore to CRUSHER	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Low grade to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Oxide Material to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Waste to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
4	Ore to CRUSHER	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Waste to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Oxide Material to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Low grade to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Oxide Material to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Waste to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
5	Ore to CRUSHER	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Low grade to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Oxide Material to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Waste to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Oxide Material to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Low grade to Dump	FLAT (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO UP (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		6% TO DOWN (m)	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
		TOTAL [m]	2310	2300	2287.5	2275	2262.5	2250	2237.5	2225	2212.5	2200	2187.5	2175	2162.5	2150	2137.5	2125	2112.5	2100	2087.5	2075	2062.5	2050	2037.5	2025	2012.5
	Oxide Material to Dump	F