

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И.Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела
Кафедра «Горное дело»

УДК 622.221.3

На правах рукописи

Есенжулов Тимур Серикович

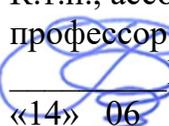
МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

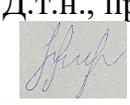
Название диссертации Цифровизация задач нормирования
запасов полезных ископаемых по степени
их подготовленности к добыче

Направление подготовки 7М07203 – «Горная инженерия»

Научный руководитель
К.т.н., ассоциированный
профессор

 Рысбеков К.Б.
«14» 06 2021г.

Рецензент
Д.т.н., профессор

 Шамганова Л.С.
«15» 06 2021г.

Нормоконтроль
PhD, лектор кафедры ГД

 Шампикова А.Х.
«15» 06 2021г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой Горное дело
профессор, д.т.н.

 Молдабаев С.К.
«15» 06 2021г.

Алматы, 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И.Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела
Кафедра «Горное дело»

7М07203 – «Горная инженерия»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой ГД
профессор, д.т.н.

С.К.Молдабаев 
«02» _____ 09 _____ 2021г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Есенжулову Тимуру Сериковичу

Тема: Цифровизация задач нормирования запасов полезных ископаемых по степени их подготовленности к добыче

Утверждена приказом руководителя университета № 330-М от 11.11.2019г.

Срок сдачи законченной работы «17» июня 2021 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: методические указания и рекомендации по планированию развития открытых горных работ и обоснование нормативов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов с учетом усреднения руд.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- a. Обоснование нормативного числа выемочных единиц с учетом производительности предприятия и показателей качества руды.
- b. Нормирование вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов по техническим критериям на открытых горных работ.
- c. Обзор используемого программного обеспечения при решении нормирования запасов полезных ископаемых по степени их подготовленности к добыче

Рекомендуемая основная литература:

1. Адигамов Я.М., Зарайский В.Н. Нормирование запасов руд по степени подготовленности к добыче. М., Недра, 1978.
2. Калыбеков Т., Солтабаева С.Т., Токтаров А.А. Влияние добычи руд по выемочным единицам на производительность рудника. // «Маркшейдерия и недропользование», 2019.
3. Зарайский В.Н., Николаев К.П., Казанский К.В. Усреднение руд. М., Недра, 1975.
4. Методические рекомендации по определению нормативов запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче на стадии проектирования горных предприятий Минчермета СССР. – Белгород, ВИОГЕМ, 1981.
5. Лукичѳв С.В. Компьютерные технологии для комплексного решения задач освоения и эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых / Информационные технологии в горном деле: доклады Всероссийской научной конференции с международным участием. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012.

ГРАФИК

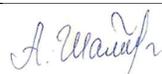
Подготовки магистерской диссертации

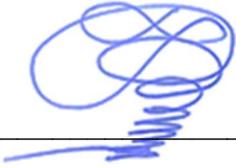
Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обоснование нормативного числа выемочных единиц с учетом производительности предприятия и показателей качества руды.	01.10.2020	
Нормирование вскрытых, подготовленных и готовых выемке запасов по техническим критериям на открытых горных работ.	15.01.2021	
Обзор используемого программного обеспечения при решении нормировании запасов полезных	10.04.2021	

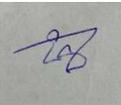
ископаемых по степени их подготовленности к добыче		
---	--	--

Подписи

Консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов работы

Наименование разделов	Консультанты, Ф.И.О. (уч.степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Обоснование нормативного числа выемочных единиц с учетом производительности предприятия и показателей качества руды.	Рысбеков К.Б. К.т.н., ассоциированный профессор	01.10.2020	
Нормирование вскрытых, подготовленных и готовых выемке запасов по техническим критериям на открытых горных работ.	Рысбеков К.Б. К.т.н., ассоциированный профессор	15.01.2021	
Обзор используемого программного обеспечения при решении нормировании запасов полезных ископаемых по степени их подготовленности к добыче	Рысбеков К.Б. К.т.н., ассоциированный профессор	10.04.2021	
Нормоконтролер	Шампикова А.Х. PhD, лектор кафедры ГД	15.06.2021	

Научный руководитель  Рысбеков К.Б.

Задание принял к выполнению магистрант  Есенжулов Т.С.

Дата «02» 09 2021г.

АННОТАЦИЯ

Диссертация состоит из 60 страниц текста и включает введение, 6 раздела и заключение.

Цифровые технологии облегчают оперативное проектирование и управление технологическими процессами при проведении горных работ. С помощью цифровых систем легко удается установить адаптации применяемой технологии добычи полезного ископаемого к изменению горнотехнических и горно-геологических условий в период разработки конкретного месторождения в принятом виде планирования горных работ. Обоснование оптимального объема добычи из каждой выемочной единицы способствует обеспечению рационального уровня полноты извлечения минерального сырья, наиболее полному, комплексному и эффективному использованию балансовых запасов основных и совместно с ними залегающих руд. В этой связи нормирование подготовленности запасов с учетом рациональных способов забойного усреднения содержания добываемых полезных ископаемых представляет важную научную задачу.

Целью диссертационной работы является совершенствование нормирования подготовленности запасов при разработке месторождений полезных ископаемых с учетом производительности предприятия, параметров залежей, применяемой системы разработки, качественных показателей добываемой руды, объемов горно-подготовительных и нарезных работ по выемочным единицам, а также используемой техники на горных работах

ANNOTATION

The thesis consists of 60 pages of text and includes an introduction, 6 sections and a conclusion.

Digital technologies facilitate the operational design and management of technological processes during mining operations. With the help of digital systems, it is easy to determine the adaptations of the applied mining technology to changes in mining and geological conditions during the development of a particular field in accordance with the accepted type of mining planning. Justification of the optimal volume of extraction from each dredging unit contributes to ensuring a rational level of completeness of mineral extraction, the most complete, comprehensive and efficient use of the balance reserves of the main and jointly occurring ores. In this regard, the normalization of the availability of reserves, taking into account the rational methods of bottom-hole averaging of the content of extracted minerals, is an important scientific task.

The purpose of the dissertation work is to improve the normalization of the readiness of reserves in the development of mineral deposits, taking into account the productivity of the enterprise, the parameters of the deposits, the applied development system, the quality indicators of the extracted ore, the volume of mining-preparatory and rifling operations for dredging units, as well as the equipment used in mining operation

АҢДАТПА

Диссертациялық жұмыс 60 беттік мәтіннен тұрады, ол кіріспе, 6 бөлімді қорытынды қамтиды.

Сандық технологиялар тау-кен жұмыстарын жүргізу кезінде технологиялық процестерді жедел жобалау мен басқаруды жеңілдетеді. Сандық жүйелердің көмегімен тау-кен жұмыстарын жоспарлаудың қабылданған түріне сәйкес белгілі бір кен орнын игеру кезеңінде тау-кен және тау-кен-геологиялық жағдайлардың өзгеруіне пайдалы қазбаларды өндірудің қолданылатын технологиясының бейімделуін оңай анықтауға болады. Әрбір қазу бірлігінен өндірудің оңтайлы көлемін негіздеу минералды шикізатты алудың толықтығының ұтымды деңгейін қамтамасыз етуге, негізгі және олармен бірге жатқан кендердің баланстық қорларын неғұрлым толық, кешенді және тиімді пайдалануға ықпал етеді. Осыған байланысты, өндірілген пайдалы қазбалардың құрамын орташа есеппен қазудың ұтымды әдістерін ескере отырып, қорлардың дайындығын қалыпқа келтіру маңызды ғылыми міндет болып табылады.

Диссертациялық жұмыстың мақсаты кәсіпорынның өнімділігін, кен шоғырларының параметрлерін, қолданылатын игеру жүйесін, өндірілетін кеннің сапалық көрсеткіштерін, кен алу бірліктері бойынша тау-кен-дайындық және ойық жұмыстарының көлемдерін, сондай-ақ тау-кен жұмыстарында пайдаланылатын техниканы ескере отырып, пайдалы қазбалардың кен орындарын игеру кезінде қорлардың дайындығын нормалауды жетілдіру болып табылады.

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	9
1	Классификация запасов	10
2	Определение количества добычных единиц, обеспечивающих плановую производительность карьера	18
2.1	Определение нормативов готовых к выемке запасов	19
2.2	Определение нормативов подготовленных запасов	21
2.3	Определение нормативов вскрытых запасов	24
3	Обоснование выемочной единицы	28
3.1	Обоснование нормативов запасов по степени готовности к выемке	29
3.2	Обоснование нормативов потерь и разубоживания при добыче	29
3.3	Определение потерь и разубоживания руды в процессе добычных работ	33
4	Определение нормативов запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче открытым способом	34
5	Планирование развития открытых горных работ с учетом нормативов запасов по степени подготовленности к добыче в различных горно-геологических условиях и усреднения руд	41
6	Используемое ПО при оптимизации и в период добычи при ограничении	50
6.1	ПО используемое в периоде проектирования	50
6.2	ПО используемое в период добычных работ	51
	Термины и определения	54
	Перечень сокращений и обозначений	59
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	60
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	61

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Применение цифровых технологий при производстве горных работ облегчает оперативное проектирование и управление технологическими процессами. С использованием цифровых систем легко удастся установить адаптации применяемой технологии добычи полезного ископаемого к изменению горнотехнических и горно-геологических условий в период разработки конкретного месторождения в соответствии с принятым видом планирования горных работ. Обоснование оптимального объема добычи из каждой выемочной единицы способствует обеспечению рационального уровня полноты извлечения минерального сырья, наиболее полному, комплексному и эффективному использованию балансовых запасов основных и совместно с ними залегающих руд. В этой связи нормирование подготовленности запасов с учетом рациональных способов забойного усреднения содержания добываемых полезных ископаемых представляет важную научную задачу.

Цели и задачи работы. Целью исследований является совершенствование нормирования подготовленности запасов при разработке месторождений полезных ископаемых с учетом производительности предприятия, параметров в залежей, применяемой системы разработки, качественных показателей добываемой руды, объемов горно-подготовительных и нарезных работ по выемочным единицам, а также используемой техники на горных работах. В этой связи в отчете приведен системный анализ и обоснование нормирования вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов при разработке месторождений минерального сырья на горных предприятиях с целью использования рационального опыта при дальнейших исследованиях установления нормативов подготовленности запасов на действующих карьерах и рудниках.

Основные задачи. Обоснование нормативного числа выемочных единиц с учетом производительности предприятия и показателей качества руды. Нормирование вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов по техническим критериям на открытых горных работах. Нормирование вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов по экономическим критериям на открытых горных работах.

1. Классификация запасов

Запасы руд принято классифицировать по следующим признакам:

1. По степени разведанности и изученности;
2. По возможности использования промышленностью;
3. По степени подготовленности к добыче.

По степени разведанности и изученности запасы руд разделяются на категории А, В, С1 и С2, а по возможности использования промышленностью - на балансовые и забалансовые.

К балансовым относятся запасы, использование которых экономически целесообразно и которые удовлетворяют условиям, установленным для подсчета запасов в недрах. К балансовым, как правило, относятся запасы категорий А и В. Запасы категорий С1 и С2 могут включаться в балансовые при следующих условиях:

1. Если они примыкают к контурам балансовых запасов, разведанных по категориям А и В, не отличаются от балансовых по качеству сырья и находятся в благоприятных горнотехнических условиях;
2. Если они не доводятся разведочными работами до более высоких категорий вследствие сложных условий залегания, но являются объектом эксплуатации.

Основой для составления технического проекта разработки горного предприятия являются балансовые запасы из количества утвержденных Государственной (ГКЗ) или территориальной комиссией по запасам (ТКЗ). Техничко-экономические показатели предприятия определяются на основе промышленных запасов, которые являются частью балансовых.

К забалансовым относятся запасы, использование которых при современном состоянии техники и экономики целесообразно вследствие малого их количества, небольшой мощности залежей, низкого содержания ценных компонентов и особой сложности условий эксплуатации, но которые могут быть объектом промышленного освоения в будущем при совершенствовании техники добычи и переработки полезных ископаемых или при увеличении потребности народного хозяйства в данном полезном ископаемом и невозможности ее удовлетворения за счет более ценных запасов руд.

При составлении технических проектов горнорудных предприятий учитываются не только балансовые, но и забалансовые запасы для определения возможных перспектив развития предприятия: выяснения наибольшей глубины и площади разработки, выбора способа вскрытия, расположение сооружений, подъездных путей, отвалов и т.д. В техническом проекте на строительство горнодобывающего предприятия устанавливается экономическая целесообразность использования забалансовых запасов руды. Если окажется, что часть забалансовых запасов выгодно вовлечь в разработку, то их следует перевести в категорию балансовых.

Из числа забалансовых, как указывалось выше, выделяются промышленные запасы. К последним относятся запасы, подлежащие извлечению

из недр согласно техническому проекту разработки месторождения. Количество промышленных запасов определяется путём исключения из балансовых запасов проектных потерь.

К проектным потерям относятся часть балансовых запасов, оставление которых в недрах предусмотрено техническим проектом разработки.

Рассматривается три группы проектных потерь:

1. В предохранительных и барьерных целиках.
2. Вследствие неблагоприятных геологических и гидрогеологических условий (обводненность, нарушенность, сложная форма залегания);
3. Эксплуатационные, зависящие от принятой системы разработки (образующиеся при отработке контактов рудного тела).

Некоторые проектные институты, которые выделяют при проектировании горнодобывающих предприятий группу эксплуатационных запасов, определяемых как разность промышленных запасов и эксплуатационных потерь, не включают эксплуатационные потери в состав проектных потерь. Следует отметить, что определение эксплуатационных потерь на стадии проектирования весьма затруднительно. Принятые показатели, характеризующие извлечение полезного ископаемого, как правило, резко отличаются от фактических. Кроме того, эксплуатационные потери планируют, определяют при эксплуатации месторождений, поэтому включение их в состав проектных потерь нецелесообразно.

В литературе и производственной практике подразделяют по степени подготовленности к добыче не только промышленные, но и балансовые запасы. Балансовые запасы являются исходными запасами предприятия, которые утверждаются ГКЗ, они подлежат обязательному учету в процессе эксплуатации месторождения. Однако в состав балансовых запасов входят запасы в постоянных целиках, предусмотренные к оставлению в недрах. Извлекаются из недр лишь промышленные запасы, которые являются частью балансовых. Поэтому необходимо разделять по степени подготовленности промышленные запасы, а учет вести как тех, так и других.

Изучение литературы и производственных данных показывает, что существуют несколько подходов к определению запасов с различной степенью подготовленности к добыче. Наиболее распространенным критерием, по которому определяют степень готовности запасов к разработке, является выполнение определенных видов горных работ – горно-капитальных, горно-подготовительных и работ по подготовке запасов уступов к выемке.

Однако это принципиальное положение не всегда учитывается при классификации запасов. Этому способствует расплывчатые и недостаточно полные характеристики горных работ, имеющиеся в справочной и учебно-методической литературе.

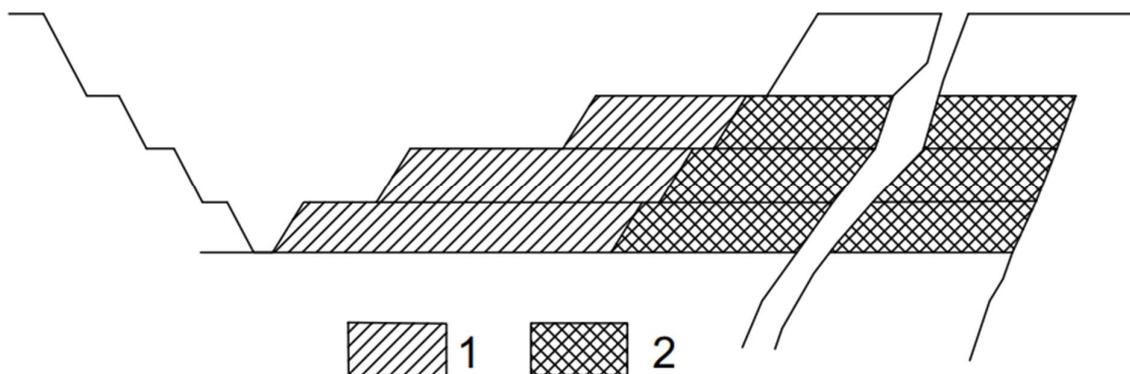
В общем случае, когда необходимо проведение въездных траншей, можно выделить три метода определения вскрытых запасов. В первом методе вскрытыми запасами считаются запасы, поверхность которых освобождена от покрывающих пород и от руды вышележащих горизонтов и которые по

дсечены въездной траншеей, проведенной до отметки рабочего горизонта. Во втором методе к вскрытым относятся запасы, поверхность которых освобождена от покрывающих пород, и они подсечены въездной траншеей. В третьем методе к вскрытым относятся запасы, к которым обеспечен доступ транспорта. Выемка этих запасов может быть осуществлена в результате проведения разрезных траншей и производства вскрышных и добычных работ без проведения вскрывающих выработок. Первое определение несовершенно по следующим причинам:

1. Количество вскрытых запасов находится в зависимости от высоты уступа. В результате разделения уступа на подступы, сдвигание уступов, уменьшение или увеличения их числа количество вскрытых запасов будет резко изменяться.

2. Количество вскрытых запасов зависит от выполнения добычных работ. Вскрытые запасы в соответствии с приведенным определением образуются в результате проведения не только вскрышных, но и добычных работ. Такое определение вскрытых запасов противоречит основному принципу классификации запасов по степени подготовленности, согласно которому запасы считаются вскрытыми, если выполнены капитальные работы и т.д. В этом определении отсутствует разница между вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами.

Второй метод определения запасов также несовершенно, так как для отнесения запасов к вскрытым требуется выполнение не только горно-капитальных, но и горно-подготовительных работ. Кроме того, следует учитывать, что для отнесения запасов к категории вскрытых помимо проведения въездной траншеи необходимо выполнение горно-капитальных работ по осушению гидрозащите и др.



1- Подготовительные запасы. 2 – вскрытые запасы.

Рисунок 1 - Схема к определению вскрытых и подготовленных запасов руд на карьерах.

Более совершенным является третий метод определения вскрытых запасов, однако и его требует уточнить, так как для образования вскрытых запасов необходимо обеспечение лишь доступа транспорта и не предусмотрено выполнение остальных горно-капитальных работ.

Такими образом, если учесть сделанные выше замечания, то к вскрытым следует относить промышленные запасы месторождения или его части, для разработки которых проведена въездная траншея и выполнены горно-капитальные работы, предусмотренные техническим проектом.

Вскрытые запасы ограничиваются: сверху – верхней поверхностью залежи; снизу – горизонтом; с боков – с одной стороны обнаженной боковой поверхностью откосов уступа, а с другой – границами залежи.

При ведении добычных работ экскаваторами типа драглайн нижней границей вскрытых запасов следует считать горизонт, расположенный ниже уровня стояния экскаватора на глубину его черпания. Существует несколько методов определения подготовленных запасов в условиях открытой разработке месторождений. Если не принимать во внимание вопросы зачистки уступов от остатков вскрышных пород и ряд второстепенных обстоятельств, то можно выделить два основных метода определения этих запасов:

1. Подготовленными считаются запасы части уступа, на котором обнажена верхняя и боковая поверхности рудной залежи, что обеспечивает возможность ведения добычных работ. Для отнесения запасов к подготовленным требуется выполнение всех горно-подготовительных работ – проведение разрезных траншей, дренажных, водоотливных и водоотводящих выработок и др.

2. К подготовленным относится часть вскрытых запасов, которая может быть отработана при параллельном и одновременном подвигании всех добычных уступов без проведения вскрышных работ с сохранением необходимой ширины рабочих площадок. Производство горно-подготовительных работ также обязательно.

Оба метода несовершенны по следующим причинам.

В соответствии с первым определением одним из условий отнесения запасов к подготовленным является необходимость обнажения верхней поверхности добычного уступа. Если для этой цели должны быть выполнены вскрышные работы, то для обнажения нижележащих уступов таких работ не требуется: для их обнажения необходимы добычные работы. Поэтому предлагаемая формулировка противоречит принципам классификации запасов, в основу которой положено выполнение определённых видов горных работ.

Запасы руды, находящиеся под запасами вышележащих горизонтов, для отработки которых не требуется производство вскрышных и других горно-подготовительных работ, можно рассматривать как запасы во временных целиках и считать временно неактивными подготовительными запасами.

Во втором определении подготовительных запасов игнорируется тот факт, что не подготовительные, а готовые к выемке запасы уступов должны отра

батываться с оставлением рабочих площадок. Утверждать, что подготовленные запасы должны обрабатываться с оставлением рабочих площадок, значит смешивать понятия подготовленных и готовых к выемке запасов. Следовательно, согласно такому определению, на каждом уступе должны быть две рабочие площадки. Предлагаемый метод определения подготовленных запасов приводит к противоречивым выводам. Так, запасы во временных целиках, расположенные под рабочими площадками вышележащих уступов, могут быть отнесены то к вскрытым, то к подготовленным.

Кроме того, количество подготовленных и готовых к выемке запасов на верхнем уступе будет всегда одинаковым.

Принимая во внимание вышеизложенное, к подготовленным следует относить часть вскрытых запасов уступов, для разработки которых выполнены все горно-подготовительные работы, т.е. произведены вскрышные работы, проведены разрезные траншеи и т.д.

Подготовленные запасы ограничиваются: сверху – поверхностью залежи, освобожденной от покрывающих пород или обнаженной вследствие естественных условий залегания; снизу – горизонтом подошвы нижнего уступа, для которого выполнены все горно-подготовительные работы; с боков – со стороны добычных работ обнаженными поверхностями откосов уступов, со стороны массива полезного ископаемого поверхностями, построенными от границ верхней обнаженной поверхности залежи под углом откосов с учетом размеров предохранительных берм, предусмотренных техническим проектом.

После проведения вскрышных работ допускается оставление слоя пород мощностью не более 0,5 м.

В состав подготовленных входят следующие виды запасов:

1. Во временных целиках под рабочими площадками вышележащих горизонтов, под временными сооружениями и коммуникациями. Необходимая ширина рабочих площадок уступов устанавливается техническим проектом в зависимости от ширины развала горной массы, ширина транспортных и предохранительных берм;

2. Подготовленные, но временно заваленные породой и требующие небольшого объема работ по зачистке.

3. Подготовленные, но временно затопленные, для отработки которых требуется откачка воды.

Перечисленные виды подготовленных запасов в совокупности составляют временно неактивную часть подготовленных запасов карьера. В остальной, активной части этих запасов можно проводить работы по подготовке их к выемке.

Отсутствует единый подход и к определению готовых к выемке запасов при открытом способе разработки рудных месторождений. В некоторых инструкциях готовые к выемке запасы рекомендуют определять, как запасы руды на уступах, отбитые от массива и разбуренные взрывными скважинами. Такое определение готовых к выемке запасов с точки зрения принципов, положенных в основу классификации запасов по степени подготовленности, несо-

вершенно, так как при этом предполагается, что буровзрывные работы относятся не к добычным, а к работам по подготовке запасов к выемке. При такой формулировке искажается представление о готовых к выемке запасах, как о готовых к производству добычных работ, т.е. в наиболее распространенном частном случае – о готовых к производству буровзрывных работ. Нет единого мнения в вопросе, какие запасы должны быть зачищены от остатков вскрыши: подготовленные или готовые к выемке. Согласно принятой классификации горных работ, работы по зачистке поверхности уступов от остатков вскрышных пород относятся к работам по подготовке запасов уступа к выемке. Готовые к выемке запасы должны быть окончательно зачищены от остатков пород.

Готовыми к выемке следует считать часть активных подготовленных запасов при условии выполнения работ по подготовке запасов к выемке. В связи с тем, что готовые к выемке запасы являются частью активных подготовленных запасов, они отрабатываются с оставлением рабочих площадок на уступах, ширина которых обычно предусматривается в техническом проекте разработки месторождения.

Готовые к выемке запасы ограничиваются; сверху – верхней обнаженной поверхностью уступа; снизу – горизонтом подошвы уступа; сбоку – со стороны добычных работ обнаженной поверхностью откоса уступа; со стороны массива полезного ископаемого – поверхностью откоса уступа, построенной от границы рабочей площадки вышележащего уступа под углом откоса, предусмотренным техническим проектом.

Классификация запасов руд по степени подготовленности к добыче на карьерах представлена в таблице 1.

Таблица 1 - Классификация запасов руд по степени подготовленности к добыче на карьерах

Категории запасов	Источник финансирования	Горные работы	Определение категории запасов
Вскрытые	По капитальным вложениям	Горно-капитальные: по вскрытию месторождений, включая проведение въездных и разрезных траншей, капитальных рудоспусков и т.д.; по проведению специальных горных выработок, предназначенных для осушения и гидрозащиты карьерных полей (шахтные стволы, шурфы, квершлаг и др.)	Запасы полезного ископаемого месторождения или его части (из числа промышленных запасов предприятия), для разработки которых проведена въездная траншея и выполнены горно-капитальные работы, предусмотренные техническим проектом.
Подготовленные	По счету «Расходы будущих периодов»	Горно-подготовительные вскрышные (кроме горно-капитальных), проведение въездных и разрезных траншей (кроме горно-капитальных), устройство заездов и тупиков, выемка пород и кондиционных руд на рабочих горизонтах	Часть вскрытых запасов полезного ископаемого, для разработки которых выполнены все горно-подготовительные работы.

Продолжение таблицы 1

<p>Готовые к выемке</p>	<p>По смете текущих затрат на добычу</p>	<p>По подготовке за пасов к выемке: зачистка по верхности уступо в от останков вскрышных поро д, подготовка уступов к буро взрывных работа м, строительство авто подъездов к экскаваторам, про ведение временных водоо тводных канав и зумпфов и др.</p>	<p>Часть активных подготовленных запасов, для разра ботки которых выполнены все ра боты по подгото вке запасов к выемке.</p>
-------------------------	--	--	--

2. Определение количества добычных единиц, обеспечивающих плановую производительность карьера

Число добычных единиц, добывающих руду нескольких сортов, устанавливается отдельно для каждого сорта полезного ископаемого.

Расчет количества добычных единиц, обеспечивающих плановую производительность карьера по i -му сорту руды производится:

$$N_i = \frac{1,2 \cdot A_{M_i}}{n_i \cdot k_i \cdot a_{C_i}} \quad (2.1)$$

где N_i – нормативное число добычных единиц, обеспечивающих выполнение плановой производительности карьера по i -му сорту руды; A_{M_i} – плановая месячная производительность карьера, тонн/мес.; n_i – количество смен работы карьера по добыче в течение рассматриваемого периода, см/мес.; k_i – средний коэффициент использования добычной единицы; a_{C_i} – средняя сменная производительность добычной единицы тонн/см.; 1,1 – коэффициент резерва, компенсирующий неравномерность производства добычных работ.

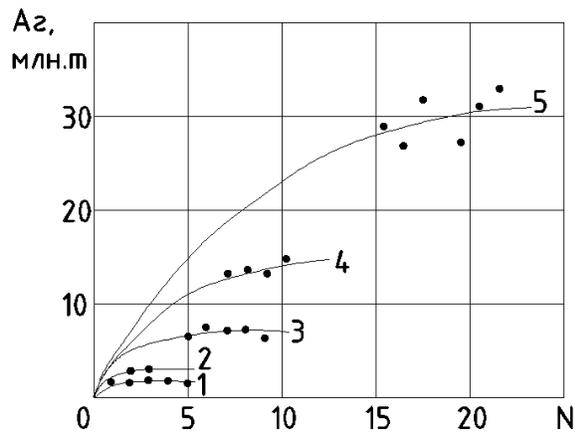


Рисунок 2 - Зависимость производительности карьера от числа добычных единиц, установленная на основе фактических эксплуатационных данных ряда карьеров по добыче черных металлов

2.1 Определение нормативов готовых к выемке запасов

Нормативы готовых к выемке запасов отдельно по сорту определяются по формуле:

$$Q_i = N_i \cdot a_{\tau_i} \cdot (1 + t_i \cdot V_{a_i}) k_{z_i} \quad (2.2)$$

где a_{τ_i} – средняя производительность экскаваторов в интервале времени между взрывами в добычном забое, т; t_i – нормативный коэффициент вероятности, обеспечивающий отсутствие дефицита запасов по соответствующему сорту (2); V_{a_i} – коэффициент вариации производительности экскаватора; k_{z_i} – коэффициент учитывающий наличие зачищенных запасов в составе готовых к выемке.

Нормативы готовых к выемке запасов руд на карьере в целом устанавливаются как сумма нормативов по i -му и j -му сортам, по формуле:

$$Q_{ГВ} = Q_i + Q_j \quad (2.3)$$

Значение a_{τ_i} рассчитывается исходя из среднесменной производительности экскаватора a_{c_i} , коэффициента использования k_i и продолжительности времени τ_i .

$$a_{\tau_i} = \tau_i \cdot k_i \cdot a_{c_i} \quad (2.4)$$

Нормативы готовых к выемке запасов в единицах времени по карьере устанавливаются:

$$Q_{ГВ} = P_i (1 + t_i \cdot V_{a_i}) k_{z_i} \cdot \tau_M + (1 - P_j) (1 + t_j \cdot V_{a_j}) k_{z_j} \cdot \tau_M \quad (2.5)$$

где P_i, P_j – доли сортов руды в плановом объеме добычи по карьере, доли ед.; τ_m – средний интервал времени между сменными взрывами руды в добычном забое карьера, мес.

При интервале времени между взрывами руды в добычном забое карьера равной одной неделе $\tau_m = 0,25$ мес, при двухнедельном интервале $\tau_m = 0,5$ мес. и т.д.

Значения показателей, входящих в формулу (5), установлены в результате статистического анализа данных работы Донского ГОКа за 12 месяцев 2019 года для различных интервалов времени между взрывами руды в добычных забоях, приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Значения показателей, определяющих нормативы готовых к выемке запасов

Интервал времени между взрывами руды в забоях		t_i	V_{a_i}	k_{z_i}	t_j	V_{a_j}	k_{z_j}
τ_m , неделя	τ_m , месяц						
1	0,25	2,1	0,6	1,2	2,1	0,6	1,3
2	0,50	2,1	0,6	1,2	2,1	0,5	1,3
3	0,75	2,1	0,5	1,2	2,1	0,4	1,3
4	1,00	2,1	0,4	1,2	2,1	0,4	1,3

Таблица 3 - Нормативы готовых к выемке запасов

Сорт руды	Интервал времени между взрывами руды, мес.			
	$\tau_m = 0,25$	$\tau_m = 0,5$	$\tau_m = 0,75$	$\tau_m = 1,0$
i-я руда	0,8	1,5	2,0	2,5
j-я руда	0,8	1,5	2,0	2,5
В целом по карьере	0,8	1,5	2,0	2,5

2.3 Определение нормативов подготовленных запасов

Подготовленные запасы руды на карьерах нормируются из условий обеспечения нормальной работы горнотранспортного оборудования на добычных уступах и нормальной величины готовых к выемке запасов. При этом во избежание дефицита подготовленных запасов руды необходимо учитывать неравномерность проведения горных работ в карьере и погрешность определения норматива подготовленных запасов.

Нормативы подготовленных запасов устанавливают, как сумму нормативов запасов по отдельным сортам руд.

$$Q_{\text{п}} = Q_{\text{п}i} + Q_{\text{п}j} = Q_i + \sum_{j=1}^{h_{y_i}} Q_{\text{ц}i} + t' \sigma_{Q_{\text{п}i}} + \Delta Q_{\text{п}i} + \\ + Q_j + \sum_{j=1}^{h_{y_j}} Q_{\text{ц}j} + t' \sigma_{Q_{\text{п}j}} + \Delta Q_{\text{п}j} \quad (2.6)$$

$Q_{\text{п}i}, Q_{\text{п}j}$ – нормативы подготовленных запасов по отдельным сортам руд, т; $Q_{\text{ц}i}, Q_{\text{ц}j}$ – запасы соответственно разных сортов в i -м временном целике под рабочей площадкой вышележащего уступа, т.; h_{y_i}, h_{y_j} – число добычных уступов соответственно на рудах разного сорта. $t' \sigma_{Q_{\text{п}i}}, t' \sigma_{Q_{\text{п}j}}$ – резерв подготовленных запасов, компенсирующий неравномерность проведения добычных работ, т.; $\Delta Q_{\text{п}i}, \Delta Q_{\text{п}j}$ – резерв подготовленных запасов, компенсирующий погрешность их определения для разных сортов соответственно.

Запасы во временных целиках рассчитывают из выражения:

$$Q_{\text{ц}} = L \cdot h \cdot l \cdot \rho \quad (2.7)$$

где L, h, l – соответственно среднее значение длины, высоты и минимально допустимой ширины n -го временного целика под рабочей площадкой вышележащего уступа, м; ρ – средняя плотность добываемого сырья, т/м³.

Резервы подготовленных запасов, компенсирующих неравномерность проведения добычных работ определяются по формуле:

$$t' \sigma_{Q_{\text{п}}} = 0,3 \cdot Q_i \quad (2.8)$$

Резервы подготовленных запасов, компенсирующих погрешность их определения, принимают по данным эксплуатации рудных месторождений равным 4% от суммы первых двух полученных нормативов по формуле:

$$\Delta Q_{\text{п}} = 0,04 \cdot \left(Q_i + \sum_{j=1}^{h_y} Q_{\text{ц}} \right) \quad (2.9)$$

Показатели, необходимые для расчета нормативной величины подготовленных запасов во временных целиках под рабочими площадками вышележащих уступов, определены по исходным данным таблицы 4.

Таблица 4 - Исходные данные месторождения для расчета нормативов запасов руды

Показатели	Обозначение	Ед.изм.	Значение показателей	
			i	j
1	2	3	4	5
Плановая годовая производительность карьера по руде	$Q_{\text{г}}$	тыс. т/год	1120	190
Тип экскаватора на добыче	-	-	ЭКГ-8И	ЭКГ-5А
Среднесуточная производительность экскаватора	$d_{\text{с}}$	тыс. т/сут	3,5	2,3
Коэффициент вариации производительности экскаватора	V_d	-	0,6	0,5
Коэффициент использования экскаватора	$k_{\text{э}}$	-	0,65	0,65
Количество суток работы карьера в месяц	S	сут/мес	30	30

Продолжение таблицы 4

Интервал времени между взрывами руды в забое	t_m	неделя	2,1	2,1
Средняя производительность экскаватора в интервале между взрывами руды	d_t	тыс. т	69,8	44,8
Минимально допустимая ширина рабочей площадки на добычном уступе	l	м	35	35
Высота добычного уступа	h	м	10	10
Плотность руды	ρ	т/м ³	3,6	3,2
Число добычных уступов	n_y		3	3
Планируемая длина фронта добычных работ	$L_{\text{п}}$	м	180	20
Коэффициент «зачищенных» запасов	k_z		1,2	1,3

Нормативы подготовленных запасов рассчитаны по вышеприведенным формулам и сведены в таблицу 5.

Таблица 5 - Нормативы подготовленных запасов в единицах массы (тыс.т) и времени (мес.)

Сорт руды	Интервал времени между взрывами в добычном забое, мес							
	$t_m = 0,25$		$t_m = 0,5$		$t_m = 0,75$		$t_m = 1$	
	тыс.т	мес	тыс.т	мес	тыс.т	мес	тыс.т	мес
і-я руда	325	3,5	400	4,3	450	4,8	500	5,3
ј-я руда	39	2,5	51	3,2	60	4,0	68	4,3
В целом по карьеру	364	3,4	451	4,1	510	4,7	568	5,2

2.3 Определение нормативов вскрытых запасов

Нормативы вскрытых запасов по карьере определяются в зависимости от числа добычных уступов и нормативов подготовленных запасов руд каждого сорта по формуле

$$Q_B = Q_{B_i} + Q_{B_j} = 0,5 \left[Q_{\Pi_i} (h_{yi} + 1) Q_{\Pi_j} (h_{yj} + 1) \right] \quad (2.10)$$

где Q_B – нормативы вскрытых запасов в целом по карьере, тыс. т; Q_{B_i} и Q_{B_j} – нормативы вскрытых запасов соответственно по богатым и бедным рудам карьера, тыс. т; h_{yi} и h_{yj} – число добычных уступов соответственно на i -х и j -х рудах.

Расчет нормативов вскрытых запасов выполнены для двух вариантов: 1) при $h_y = 2$ и 2) при $h_y = 3$ и приведены в таблице 6.

Таблица 6 - Нормативы вскрытых запасов в единицах массы (тыс. т) и времени (мес.)

Сорт руды		Интервал времени между взрывами в добычном забое, мес							
		$t_M = 0,25$		$t_M = 0,5$		$t_M = 0,75$		$t_M = 1$	
		тыс.т	мес	тыс.т	мес	тыс.т	мес	тыс.т	мес
$h_y = 2$	i -я руда	486	5,2	598	6,4	674	7,2	749	8,0
	j -я руда	57	3,6	76	4,8	90	5,7	102	6,5
	В целом по карьере	543	5,0	674	6,1	764	7,0	851	7,8
$h_y = 3$	i -я руда	648	7,8	798	8,6	898	9,6	998	10,7
	j -я руда	76	4,8	102	6,5	120	7,6	136	8,6

В целом по карьере	724	6,6	900	8,2	1018	9,3	1134	10,3
--------------------	-----	-----	-----	-----	------	-----	------	------

Нормирование объемов готовых к выемке запасов представляет собой технико-экономическую задачу, при решении которой надо учитывать зависимость характера движения запасов от различных условий, а также выигрыш и убытки, связанные с механизмом управления запасами.

Оптимальная величина готовых к выемке запасов при открытой разработке крутопадающих месторождений определяется минимумом суммарных затрат. Рассматриваются затраты: 1) на перегоны экскаваторов (Спер); 2) на поддержание в течение года на всех горизонтах запасов, необходимых для полного удаления полезного ископаемого над резервной полосой (Срез); 3) от увеличения текущего коэффициента добычи (Ск); 4) от снижения производительности карьера по полезному ископаемому из-за необходимости поддержания запасов (См); 5) от невыполнения плана из-за недостаточного резерва, при условии обеспечения надежного функционирования системы карьера (Со).

Оптимальный объем готовых к выемке запасов будет соответствовать минимуму суммарных затрат:

$$\sum C_{\text{доб}} = C_{\text{пер}} + C_{\text{рез}} + C_{\text{м}} + C_{\text{к}} + C_{\text{о}} \rightarrow \min \quad (2.11)$$

Исходя из условия выполнения заданного уровня усреднения добываемого сырья, установленной производительности карьера и соблюдения проектных параметров рабочих площадок на добычных уступах были определены нормативы готовых к выемке, подготовленных и вскрытых запасов, которые обеспечивают:

- работу в карьере нормативного числа выемочных единиц, необходимого достаточного для удовлетворения требований по усреднению качественного состава добываемого сырья и достижения заданной производительности рудника;
- равномерную обеспеченность всех выемочных единиц готовыми к выемке запасами на нормативном уровне;
- обеспеченность каждой выемочной единицы запасами отбитой руды в количестве, необходимом для ее максимальной производительности в принятом интервале времени между взрывами руды в добычном забое.

Не следует допускать неравномерную обеспеченность добычных работ готовыми к выемке запасами, т.е. избыток для одних добычных единиц и недостаток для других. Необходимо стремиться к равномерной обеспеченности запасами всех добычных единиц рассматриваемого сорта руды, т.е. по богатым и бедным рудам карьера. Именно в этом случае можно достичь максимальной эффективности работы карьера.

Одним из наиболее важных показателей, определяющих норматив – величину готовых к выемке запасов, является интервал времени между взрывами полезного ископаемого в добычном забое. Необходимо таким образом организовать буровзрывные работы, чтобы массовый взрыв полезного ископаемого производился во всех забоях одновременно с интервалом времени между взрывами 2-3 недели. Это позволит наряду с повышением ритмичности работы горнотранспортного оборудования сократить время простоев в период производства взрывных работ и увеличить производительность карьера.

Управление запасами отбитой руды в карьерах необходимо осуществлять таким образом, чтобы в каждом добычном забое на момент взрыва величина отбитых запасов была достаточной для обеспечения производительности экскаватора в интервале времени между взрывами.

3. Обоснование выемочной единицы

В соответствии с пп. 8 п. 3 «Единых правил по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых», утвержденных совместным приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 17 ноября 2015 года № 1072 и Министром энергетики Республики Казахстан от 30 ноября 2015 года № 675, под выемочной единицей понимается наименьший экономически и технологически оптимальный участок месторождения с достоверным подсчетом исходных запасов руды, отработка которого осуществляется единой системой разработки и технологической схемой выемки, по которому может быть осуществлен наиболее точный отдельный учет добычи рудной массы по количеству и качеству полезного ископаемого.

Оптимальные параметры выемочной единицы предусматривают:

- относительную однородность геологических условий;
- возможность отработки запасов единой системой разработки;
- достаточную достоверность определения запасов;
- возможность первичного учета извлечения полезных ископаемых;
- разработку проекта для каждой выемочной единицы.

Исходя, из принятой системы отработки, схемы подготовки и учитывая возможность учета движения руды и металлов по блокам и горизонтам ГКЗ выемочной единицей данным планом принимается горизонт.

Длина и ширина выемочной единицы определяется конечным контуром карьера на данном горизонте, высота выемочной единицы равна 60 м.

До начала добычи запасов на каждую выемочную единицу необходимо разрабатывать локальный проект на её отработку.

В проекте на выемочную единицу должны быть рассчитаны показатели извлечения полезного ископаемого из недр, изменение качества полезного ископаемого при добыче (потери и разубоживание), а также методы определения и учета показателей извлечения полезных ископаемых, обеспечивающие необходимую полноту, достоверность и оперативность установления фактических показателей извлечения.

В процессе отработки каждой выемочной единицы необходимо вести полную горно-графическую документацию (составление геологических и маркшейдерских планов и разрезов) для учета движения запасов.

На чертежах приведены планы горизонтов с вынесением контуров руды по методике ГКЗ.

3.1 Обоснование нормативов запасов по степени готовности к выемке

По «Нормам технологического проектирования предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» ВНТП 35-86 (п.5) нормативы запасов по степени готовности к выемке определены:

При вводе карьера в эксплуатацию обеспеченность запасами:

Вскрытыми – 12 мес, подготовленными – 6 мес., готовыми к выемке – 1,5 мес;

При работе с проектной мощностью:

Вскрытыми – 7 мес, подготовленными – 3 мес., готовыми к выемке – 1 мес;

При затухании горных работ:

Вскрытыми – 4,5 мес, подготовленными – 3,5 мес., готовыми к выемке – 1,0 мес.

Эти объемы всегда учитываются при проектировании планов горных работ по годам.

3.2 Обоснование нормативов потерь и разубоживания при добыче

Расчет нормативных величин потерь (П) и разубоживания (Р) для открытого способа разработки произведен в соответствии с «Нормами технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» (ВНТП 35-86) и «Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания на предприятиях МЦМ СССР» по формулам:

$$П=П_{тх}K_{мх}K_{\Delta m} \times K_h \times K_{ng} , \% \quad (3.1)$$

$$Р=Р_{т} \times K_{мх}K_{\Delta m} \times K_h \times K_{pg} , \% \quad (3.2)$$

где: P_t и R_t – значения потерь и разубоживания в % принимается по таблице 7 ВНТП 35-86 $P_t = R_t = 4,2 \%$;

K_m , $K_{\Delta m}$, K_h , K_n , K_p – поправочные коэффициенты, учитывающие, соответственно, изменения мощности рудного тела, объем включений прослоев разубоживающих пород и высоту добычного уступа, принимается по таблице 8 ВНТП 35-86;

$K_m=0.9$ (средняя мощность рудного тела 100м) ;

$K_{\Delta m} = 1,3$ (включения прослоев пустых пород и некондиционных руд составляют около 15 %);

$K_h = 1$ (высота уступа при отработке руды 10м) ;

K_n – коэффициент, учитывающий отношение потерь к разубоживанию;

K_p - коэффициент, учитывающий отношение разубоживания к потерям.

Коэффициенты K_n и K_p определяются в соответствии с рекомендациями «Отраслевой инструкции по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания на предприятиях МЦМ СССР» по формулам:

$$K_n = A/(1-A) \quad (3.3)$$

$$K_p = 1/ K_n, \quad (3.4)$$

где: A – отношение затрат на добычу и переработку 1 т теряемой руды за минусом извлекаемой ценности 1 т примешиваемых (разубоживающих) по род к извлекаемой ценности 1 т теряемых руд:

$$A = (\text{Зд.пер} - 0,01Ц*В*И)/(0,01*Ц*(С-В)*И) \quad (3.5)$$

где: Зд.пер – предстоящие затраты на добычу и переработку 1 т руды. Для окисленных руд $\text{Зд.пер} = 6,6$ \$/т (включает капитальные затраты и оборотные средства на добычу и получение катодной меди электролизным способом). Для сульфидных руд $\text{Зд.пер} = 8,1$ \$/т (включает капитальные затраты и оборотные средства на добычу и получение медного концентрата).

$Ц$ – цена 1 т катодной меди за вычетом роялти коммерческих расходов на 1 т катодной меди. Для сульфидной руды из цены 1 т катодной меди вычитаются также Затраты на металлургический передел 1 т катодной меди:

$$Ц = Ц_0 - Р - К - З_m \quad (3.6)$$

где $Ц_0$ – проектная цена 1 т катодной меди, $Ц_0 = 5500$ \$/т;
 $Р$ – роялти – 8%, в расчете на 1 т катодной меди – 355,7 \$/т;
 $К$ – коммерческие расходы на реализацию 1 т катодной меди – 115 \$/т;
 $З_m$ – затраты на металлургический передел 1 т катодной меди – 445 \$/т (из сульфидной руды);

$С$ - содержание меди в погашаемых запасах, %;

$В$ - содержание меди в разубоживающей массе, $В = 0,09\%$;

$И$ – сквозное извлечение меди в катоды, доли ед.

Для окисленных руд $И = 0,57$, для сульфидных руд – 0,78.

Исходя из вышеприведенного, получаем $A=0,38$ и соответственно $K_n = 0,613$ и $K_p = 1,629$.

Тогда,

$$P_T = 4,2\% * 0,9 * 1,3 * 1 * 1,629 = 8\% \quad (3.7)$$

$$П_T = 4,2\% * 0,9 * 1,3 * 1 * 0,613 = 3\% \quad (3.8)$$

Заложено в геологическую блоковую модель (в каждую ячейку) значения потерь и разубоживания.

В пределах геологической блоковой модели месторождения и контура карьера отдельные геологические блоки объединяются в эксплуатационные блоки определенных размеров в зависимости от габаритов погрузочного оборудования, а также ширины и высоты экскаваторного забоя. Например, для гидравлического экскаватора с емкостью ковша 22-26 м³ – ширина забоя 25м и высота уступа - 10м. Тогда размеры эксплуатационного блока будут – 25x25x10 м.

Среднее содержание металла в пределах блока равняется:

$$C = (C_1 + C_2 + \dots + C_i) / n \quad (3.9)$$

где C – среднее содержание по блоку;

C_1, C_2, C_i – содержание металла по каждой элементарной геологической ячейке, входящей в данный эксплуатационный блок;

N – количество элементарных геологических ячеек.

Оценка каждого эксплуатационного блока производится в пределах контура карьера. Для этого на геологическую блоковую модель накладывается каркасная модель карьера.

Оценка каждого эксплуатационного блока производится по следующему принципу (таблица 7).

Таблица 7 - Принципы оценки эксплуатационных блоков по содержанию меди в добываемой руде.

Условие	Содержание металла в элементарной геологической ячейке	Содержание металла в эксплуатационном блоке	Оценка блока
если	<0,2%	<0,2%	порода
если	<0,2%	> 0,2%	Разубоживающая масса
если	> 0,2%	<0,2%	потери

если	> 0,2%	> 0,2%	Добываемая руда
------	--------	--------	-----------------

В процессе промышленной отработки карьера показатели потерь и разубоживания должны уточняться с привлечением научно-исследовательских организаций.

3.3 Определение потерь и разубоживания руды в процессе добычных работ

Согласно «Отраслевой инструкцией по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках МЦМ СССР» для определения фактических потерь и разубоживания на открытых горных работах применяется косвенный метод. Потери руды и металла «П, %» косвенным методом определяют по разности между количествами погашенных балансовых запасов «Б» и добытой рудой «Д» с учетом содержания полезных компонентов в погашенных балансовых запасах - «с», содержания полезных компонентов в добытой руде - «а» и содержания полезных компонентов в разубоживающей массе - «b»:

$$П = (1 - Д / Б * (a - b) / (c - b)) * 100. \quad (3.10)$$

Разубоживание руды «Р, %» устанавливают по снижению содержания полезных компонентов в добытой руде по сравнению с содержанием их в погашенных балансовых запасах:

$$Р = (c - a) / (c - b) * 100. \quad (3.11)$$

4. Определение нормативов запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче открытым способом.

Установление оптимальных величин подготовленных и готовых к выемке запасов в период эксплуатации месторождений полезных ископаемых способствует созданию благоприятных условий для их целесообразной разработки. Обеспечение необходимых объемов по количеству и качеству добываемых руд зависит от количества готовых к выемке запасов, имеющих в разрабатываемых элементарных выемочных единицах (ЭВЕ): панелях, блоках, участках и т.д. Для достижения указанных целей следует формировать производственные резервы запасов, поддерживающих заданный календарный объем добычи и уровень эффективности применяемых технологических схем разработки месторождения.

При открытой разработке часть запасов руды считается подготовленной, если она в начале планируемого периода легко доступна для начальных производственных процессов: бурения, взрывания, механического рыхления.

При открытой, как и при подземной разработке месторождений, решение задачи подготовленности запасов сводится к определению оптимальной последовательности извлечения запасов ЭВЕ при планировании отработки рудного тела. Рудное тело состоит из нескольких тысяч или миллионов блоков, соответственно модели планирования горных работ для такой структуры очень сложны, что приводит к объемным комбинаторным линейным задачам.

Подобные оптимизационные задачи в горной практике рассматриваются для экономической оценки и планирования горных работ практически на всех технологических этапах производства. Одним из наиболее близких примеров таких задач является планирование последовательности отработки блоков (ЭВЕ), которое направлено на поиск оптимальной последовательности добычи в определенных конечных границах с установленными производственными мощностями (по количеству и качеству) в каждый период разработки месторождения, где критерием оптимальности считается чистый дисконтированный доход ЧДД (Net present value, NPV). Общепринятая практика постановки и решения этих задач состоит в описании рудного тела путем построения трехмерной блочной модели (Рисунок 1), поэтому задача планирования по последовательности добычи также известна, как задача блочного планирования.

На примере открытых горных работ, при решении задачи планирования блоков предпочтителен подход, основанный на разделении отработки карьера на отдельные этапы, с установлением для каждого этапа своих оптимальных контуров с помощью алгоритма, предложенного Lerchs и Гроссман (1965) с последующими усовершенствованиями и множествами интерпретаций этого метода от различных авторов, которые для решения проблемы планирования видоизменяли классическую задачу оптимизации различными вариантами и комбинациями ограничений и переменных. Получаемые при этом задачи решаются

ются с помощью стандартных алгоритмов целочисленного программирования (integer programming IP).

Далее предлагается вариант решения задачи формирования плана развития горных работ карьера с учетом степени подготовленности запасов в рамках классических оптимизационных моделей планирования рудника методами целочисленного программирования с добавлением в задачу ограничительных условий по готовности запасов руды в блоках к непосредственным производственным процессам: бурению, взрыванию, механическому рыхлению, т.е. подготовленные запасы.

При планировании горных работ используются модели выемочных единиц, несущие в своей структуре информацию о содержании полезного ископаемого и других технологических свойствах руд. Решение задачи годового планирования основано на инструментах интерактивного формирования прирезок с автоматическим определением объемных и качественных показателей по руде и вскрыше. Работа инструмента строится на использовании каркасных моделей текущего и конечного положения карьера, а также блочной модели рудных тел (Рисунок 2).

Геометрическое описание месторождения и качественно однородных зон является исходной информацией для рассматриваемой задачи. Эта информация формируется по результатам геометризации месторождения, выполненной непосредственно геолого-маркшейдерской службой рудника. В базе данных она представлена массивами координат точек, образующих дискретные линейно-координатные модели рудных тел и отдельных участков.

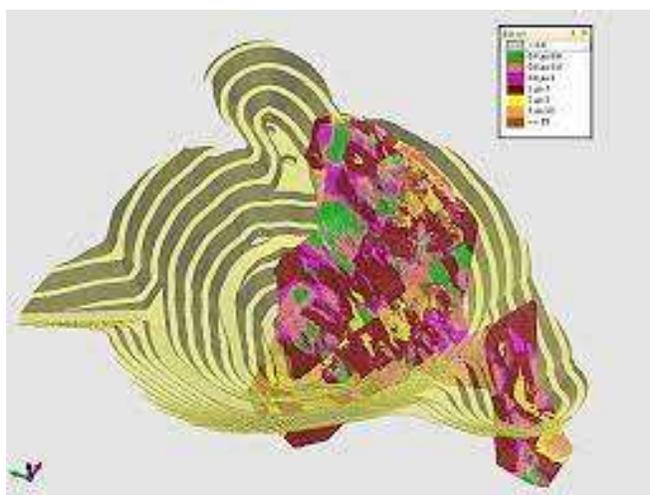


Рисунок 3 - Цифровая блочная модель рудного тела

Этап моделирования геометрических объектов обеспечивает формирование дискретной объемно-координатной модели обрабатываемого участка рудного тела в виде перечня ЭВЕ с указанием их пространственного положения и геометрических характеристик. На следующем этапе рассчитывают параметры отработки ЭВЕ на основе моделирования продолжительности и вза

имеющей во времени технологических процессов по воспроизводству и извлечению запасов руды в выемочных единицах.

Планирование развития горных работ с применением цифровых технологий осуществляется через пространственное моделирование карьерного поля, в пределах которого будут рассматриваться возможные варианты отработки запасов месторождения. Для автоматизированного планирования развития горных работ создаются цифровые имитационные модели геометрических контуров следующих объектов:

- контуры рудных тел, ограниченные установленными промышленными условиями содержания полезных компонентов;
- контуры однородных зон, характеризующиеся однородными качественными признаками, например, содержание полезного компонента, минеральный состав руды, содержание вредных примесей и т.д.;
- контуры зон по горнотехническим условиям;
- выемочные участки, оконтуриваемые подготовительными выработками в пределах контура рудного тела;
- элементарные выемочные единицы – уступы, панели, блоки, камеры и т.д.

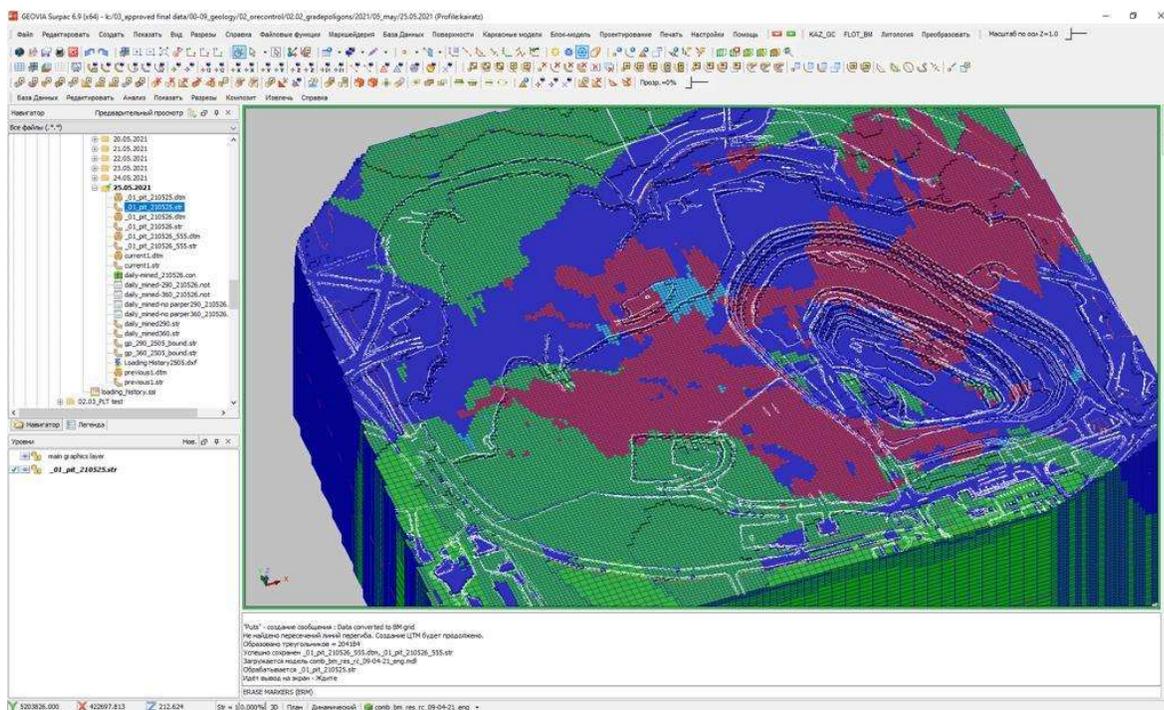


Рисунок 4 - Цифровая модель открытой разработки месторождения

Каждый блок характеризуется своим содержанием металла, плотностью, литологией и другими соответствующими признаками, которые получены с по

мощью методов геостатистической оценки, специально разработанных для решения проблемы пространственной природы оруденения.

Приоритет между блоками является одним из наиболее важных наборов ограничений, так как процесс извлечения проходит от поверхности до дна минерализации. Закон соразмерного развития горных работ применим к каждому блоку в модели: невозможно получить доступ к данному блоку в определенное время, если блоки, которые находятся выше, уже не были извлечены, либо предварительно не были пройдены вскрывающие и подготовительные выработки.

Обеспечение нормативов запасов по степени подготовленности сводится к решению задачи оптимизации. Где одним из ограничителей должно учитываться условие обеспечения минимально необходимыми резервными подготовленными запасами для обеспечения плановой производительности рудника по добыче. Также необходимо введение новых переменных, представляющих готовые к выемке блоки и соответствующие новые ограничения, описанные далее.

Рассматриваемая математическая модель целочисленного программирования является продолжением классических моделей, с введением новых переменных и ограничителей, которые обозначают блоки подготовленных запасов руды.

Пусть B – множество блоков, b – количество блоков, i – элементарный блок (один из множества). Каждый блок имеет определенное количество атрибутов, таких как тоннаж и сорт руды; эти атрибуты позволяют определить экономическую ценность каждого блока в множестве B . Допустим, что для каждого блока i известны тоннаж t_i , сорт руды c_i и чистый дисконтированный доход, заданный ϕ_i^t , если блок i отправляется на фабрику в период t , и o_i^t , если блок i отгружается в отвалы пустых пород в период t .

В данной модели также решается вопрос отгрузки добытой горной массой на фабрику или на отвалы пустых пород в зависимости от бортового содержания. Для каждого периода t устанавливаются ограничения на количество добываемого материала (d^t) и на количество отправляемой на переработку руды (p^t). Вместе с тем, на каждом этапе разработки должны быть обеспечены минимальные нормативы подготовленных запасов руды nz^t , доступных для выемки с началом следующего этапа. Для этого ограничим все блоки от участия в формировании требуемого нормативного резерва запасов, и включим только рудные блоки, содержание полезного компонента в которых выше определенного бортового содержания c_6 . Для этого необходимо ввести дополнительные параметры:

$$\text{если } c_i \geq c_6, \text{ то } \bar{c}_i = c_i, \text{ иначе } \bar{c}_i = 0.$$

Это необходимо для того, чтобы придать модели гибкость в выборе содержания полезного компонента, при этом не допуская включения низкосортных блоков для выполнения требований по качеству добываемых.

В модели используются три вида двоичных переменных.

Первый вид – это переменная для обозначения запасов блоков, отгружаемых после добычи на фабрику для обогащения:

если блок i добывается и обогащается в период t ,
то $дп_i = 1$, иначе $дп_i = 0$

Второй вид переменной описывает горную массу обрабатываемого блока, отгружаемую на отвал пустой породы:

если блок i извлечен и отгружен на отвал пустой породы в период t ,
то $пп_i = 1$, иначе $пп_i = 0$

И третий тип переменной используется для определения доступных для добычи блоков (подготовленных запасов):

если блок i доступен (подготовлен) в период t ,
то $пз_i = 1$, иначе $пз_i = 0$

Целевой функцией модели является максимизация чистого дисконтированного дохода (чистой приведенной стоимости, NPV):

$$Max \sum_{i \in B} \sum_{t=1}^T [\phi_i^t дп_i - o_i^t пп_i] \quad (4.1)$$

далее приведены ограничители для данной функции, согласно поставленной задаче:

$$\sum_{t=1}^T (дп_i + пп_i) \leq 1 \text{ для каждого } i \in B \quad (4.2)$$

$$пз_i \leq дп_i^{t+1} \text{ для каждого } i \in B, t \in \{1, \dots, T-1\} \quad (4.3)$$

$$\sum_{i \in B} \tau_i \bar{c}_i пз_i \geq нз^t \text{ для каждого } t \in \{1, \dots, T-1\} \quad (4.4)$$

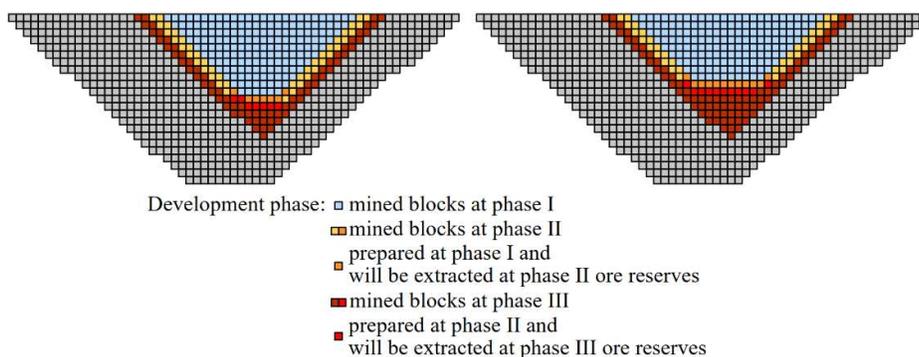
$$дп_i, пп_i, пз_i \in \{0,1\} \text{ для каждого } i \in B, t \in \{1, \dots, T\} \quad (4.5)$$

Целевая функция (4.1) представляет собой максимизацию совокупного дисконтированного денежного потока. Граничная функция (4.2) означает, что невозможно выбрать два разных значения для блока, т. е. блок может быть принят только одно из заданных значений – отгрузка на переработку либо на отвал пустых пород. Ограничение (4.3) показывает, что подготовленный блок должен быть извлечен и отправлен на фабрику на следующем этапе. Ограничение (4.4) обеспечивает условие по минимальным подготовленным резервным запасам согласно установленному нормативу (в пересчете на единицы извлекаемого металла), которые должны быть доступны для добычи с начала следующего этапа. Ограничение (4.5) обозначает свойства переменных, применяемых в модели. Также в модели учитывались стандартные для классической модели ограничители, устанавливающие верхнюю границу по добыче руды для каждого этапа.

Уровень организации системы рудопотоков зависит от создаваемых резервов мощностей выемочных единиц и порядка их отработки, что приводит к получению некоторого результата в виде повышения производительности рудника. Вследствие изложенного, проблема формирования систем рудопотоков на основе их оптимальной организации связана с определением экономически выгодных резервов мощностей подготовленных и готовых к выемке запасов.

Задача, рассматриваемая в этой статье, заключается в разработке графика отработки блоков, подобного классической задаче, но с включением дополнительных ограничений – обеспечением достаточного количества подготовленных и готовых к выемке запасов руды в блоках, которые легко доступны в начале каждого планируемого этапа разработки. Визуализация результатов реализации полученной математической модели и их сравнение со стандартной классической моделью приведены на рисунке 3. Здесь, а) – стандартная модель оптимизации календарного графика отработки карьера без учета резервов в подготовленности запасов; б) – предлагаемая модель планирования последовательности отработки запасов карьера, учитывающая нормативы подготовленных и готовых к выемке запасов. Анализируя полученные графики по последовательности извлечения блоков карьера по этапам разработки можно сделать следующие выводы. В первую очередь можно заметить, что при планировании графика отработки запасов с учетом нормативов по подготовленности запасов геометрическая форма донной части карьера имеет большую горизонтальную поверхность, следовательно и большую площадь. Соответственно, скорость понижения горных работ при варианте б) ниже скорости углубления карьера а). Но наиболее интересным свойством полученной геометрической формы является то, что карьер б) имеет больше доступных запасов руды, и это является существенным достоинством данной модели с точки зрения удобства эксплуатации мощностей техники, а также стабильности и безопасности технологических операций.

Каждый блок в полученном графике содержит следующую информацию: этап и годы отработки, содержание и сорт обрабатываемых блоков, тоннаж рудных блоков, подготовленных на текущем этапе и готовых к выемке на следующем этапе отработки. Календарные планы в обоих случаях похожи, и они оба обеспечивают примерно одинаковое количество добычи, но объемы резервов подготовленных и готовых к выемке запасов блоков, а соответственно и содержание полезных компонентов сильно различаются. Из-за различных скоростей понижения горных работ, в календарном плане варианта б) на каждом этапе отработки количество добываемой руды на 5-7% меньше, чем при варианте а). Однако при этом, вариант б) гарантирует наличие достаточного количества подготовленной руды в течение по крайней мере 6 месяцев на начало каждого периода, что является несомненным достоинством предлагаемой модели.



- a) стандартный подход планирования;
 б) предлагаемая модель с учетом нормативных резервов подготовленных и готовых к выемке запасов

Рисунок 5 - Результаты моделирования развития горных работ.

Согласно этой модели, как только этапы распланированы, календарь о работки корректируется таким образом, чтобы всегда было достаточно готовых к выемке запасов для обеспечения процессов добычи и переработки в течение нескольких месяцев. Однако в модели стратегической оптимизации невозможно учесть непредвиденные технологические сбои, которые могут повлиять на производство. Хотя эту проблему можно попытаться решить введением в расчеты коэффициента резервных запасов, определяемого по опыту работы индивидуально для каждого месторождения исходя из конкретных условий их разработки, что может явиться предметом дальнейших исследований для дополнения и совершенствования оптимизационной модели.

Рассмотренная математическая модель демонстрирует сравнительно лучшие эксплуатационные возможности с позиции планомерности и ритмичности отработки запасов в блоках.

Планирование календарных планов горных работ с учетом нормативов по степени подготовленности запасов к выемке:

- обеспечивает выполнение производственных планов при ритмичной работе предприятия;
- обеспечивает стабильное качество рудопотоков за счет достаточного количества блоков разных сортов для целей усреднения;
- позволяет учитывать специфику горно-геологических и горно-технических условий, за счет коэффициента резерва запасов;
- в целом способствует наиболее рациональному использованию запасов в полезных ископаемых.

Предлагаемый способ планирования горных работ формирует почти оптимальные графики с учетом следующих эксплуатационных показателей: производственная мощность по горной массе, минимально необходимый объем добычи, количество новых выемочных единиц, усреднение, скорость добычи, непрерывность и последовательность добычи.

5. Планирование развития открытых горных работ с учетом нормативов запасов по степени подготовленности к добыче в различных горно-геологических условиях и усреднения руд

При расчете числа выемочных единиц, обеспечивающего выполнение требований к внутрикарьерному усреднению качественного состава добываемого сырья и установленной производительности карьера производиться в следующем порядке.

Число выемочных единиц, обеспечивающее выполнение установленной производительности карьера Q_k вычисляется по следующей формуле

$$N_{\Pi} = \frac{k_{\text{рез}} \cdot Q_k}{S \cdot k \cdot Q_{\text{экс}}} \quad (5.1)$$

где $k_{\text{рез}}$ – коэффициент резерва, учитывающий неравномерность производства добычных работ (1,05); Q_k – плановая месячная (годовая) производительность карьера, тыс.т; k – средний коэффициент использования добычного оборудования; $Q_{\text{экс}}$ – средняя суточная (сменная) производительность среднесписочного добычного оборудования, тыс.т; S – число суток (смен) работы карьера в течение месяца

При определении нормативов готовых к выемке запасов средний интервал времени между взрывами руды в добычном забое, установленный по данным работы одного из рассматриваемых карьеров за 10 месяцев 2018 года составил 2,1 недели при изменениях в отдельные месяцы от 1,5 недель до 4,4 недель.

С учетом исходным табличных данных и значений $N_{\text{пбор}} = 1,43$ и $N_{\text{пбед}} = 0,37$ нормативы готовых к выемке запасов рассчитываются по формуле:

$$N_{\Gamma} = \sum_1^n N_{\Gamma_i} = \sum_1^n N_i d_i (1 + V_{d_i}) t_m k_3 \quad (5.2)$$

где N_{Γ} – норматив готовых к выемке запасов, т; n – число сортов руды; N_{Γ_i} – норматив готовых к выемке запасов руды i -го сорта, т; N_i – число добычных экскаваторов, работающих на руде i -го сорта; d_i – средняя производительность экскаватора, работающий на руде i -го сорта, в интервале между взрывами руды в забоях, т; V_{d_i} – коэффициент вариации производительности экскаватора в интервале между взрывами руды в забоях; t_m – интервал времени между взрывами в добычных забоях, мес; k_3 – коэффициент, учитывающий наличие зачищенных запасов в составе готовых к выемке (таблице 8).

Таблица 8 - Нормативы готовых к выемке запасов в зависимости от интервала времени между взрывами рудных забоев

Сорт руды	Интервал времени между взрывами в добычном забое, мес			
	$t_M = 0,25$	$t_M = 0,5$	$t_M = 0,75$	$t_M = 1$
Богатая	0,8	1,4	1,8	2,3
Бедная	0,8	1,4	1,8	2,3
В целом по карьере	0,8	1,4	1,8	2,3

Анализ работы карьеров и произведенные расчеты показали, что одним из наиболее важных показателей, определяющих нормативную величину готовых к выемке запасов, является интервал времени между взрывами полезного ископаемого в добычном забое.

По рассчитанным нормативам для данных условий среднего карьера экономически целесообразным следует считать режим БВР с постоянным двух-трехнедельным интервалом времени между взрывами руды в добычных забоях. Необходимо таким образом организовывать буровзрывные работы, чтобы массовый взрыв полезного ископаемого во всех забоях одновременно с интервалом времени между взрывами 2-3 недели.

Показатели, необходимые для расчета нормативной величины подготовленных запасов во временных целиках под рабочими площадками вышележащих уступов, определены по исходным данным таблицы 9.

Таблица 9 - Исходные данные месторождения для расчета нормативов запасов руды

Показатели	Обозначение	Ед.изм.	Значение показателей	
			Богатая руда	Бедная руда
1	2	3	4	5
Плановая годовая производительность карьера по руде	Q_r	тыс. т/год	1120	190
Тип экскаватора на добыче	-	-	ЭКГ-8И	ЭКГ-5А
Среднесуточная производительность экскаватора	d_c	тыс. т/сут	3,5	2,3

Коэффициент использования экскаватора	$k_э$	-	0,65	0,65
Количество суток работы карьера в месяц	S	сут/мес	30	30
Интервал времени между взрывами руды в забое	t_m	неделя	2,1	2,1
Средняя производительность экскаватора в интервале между взрывами руды	d_t	тыс. т	69,8	44,8
Минимально допустимая ширина рабочей площадки на добычном уступе	l	м	35	35
Высота добычного уступа	h	м	10	10
Плотность руды	ρ	т/м ³	3,6	3,2
Число добычных уступов	n_y		3	3
Планируемая длина фронта добычных работ	$L_{п}$	м	180	20
Коэффициент «зачищенных» запасов	$k_з$		1,2	1,3

Так как ширину, высоту и плотность руды во временных целиках карьера можно считать величинами постоянными, в связи с несущественным их изменением, то нормативы запасов во временных целиках, равны:

$$H_{ц} = L \cdot h \cdot l \cdot \rho \quad (5.3)$$

Нормативы подготовленных запасов рассчитаны по нижеприведенной формуле и сведены в таблицу 3.

$$H_{п} = H_{п1} + H_{п2} = H_{г1} + \sum_{y=1}^{n_{y1}} H_{ц1y} + t' \sigma_{H_{п1}} + H_{г2} + \sum_{y=1}^{n_{y2}} H_{ц2y} + t' \sigma_{H_{п2}} \quad (5.4)$$

где $H_{п}$ – норматив подготовленных запасов по карьере в целом, тыс. т; $H_{п1}$ и $H_{п2}$ – нормативы подготовленных запасов соответственно по богатым и бедным рудам, тыс. т; $H_{ц1y}$ и $H_{ц2y}$ – запасы соответственно богатых и бедных руд в i -ом временном целике под рабочей площадкой вышележащего уступа, тыс. т; n_{y1} и n_{y2} – число добычных уступов на соответственно богатых и

бедных рудах; $t' \sigma_{H_{п1}}$ и $t' \sigma_{H_{п2}}$ – резерв подготовленных запасов, компенсирующий неравномерность проведения добычных работ соответственно на богатых и бедных рудах, тыс. т. (таблице 10).

Таблица 10 - Нормативы подготовленных запасов в единицах массы (тыс.т) и времени (мес.)

Сорт руды	Интервал времени между взрывами в добычном забое, мес							
	$t_m = 0,25$		$t_m = 0,5$		$t_m = 0,75$		$t_m = 1$	
	тыс.т	мес	тыс.т	мес	тыс.т	мес	тыс.т	мес
Богатая	325	3,5	400	4,3	450	4,8	500	5,3
Бедная	39	2,5	51	3,2	60	4,0	68	4,3
В целом по карьере	364	3,4	451	4,1	510	4,7	568	5,2

Нормативы вскрытых запасов по карьере определяются в зависимости от числа добычных уступов и нормативов подготовленных запасов руд каждого сорта по формуле

$$H_B = H_{B_1} + H_{B_2} = 0,5 [H_{п1}(n_{y1} + 1)H_{п2}(n_{y2} + 1)] \quad (5.5)$$

где H_B – нормативы вскрытых запасов в целом по карьере, тыс. т; H_{B_1} и H_{B_2} – нормативы вскрытых запасов соответственно по богатым и бедным рудам карьера, тыс. т; n_{y1} и n_{y2} – число добычных уступов соответственно на богатых и бедных рудах.

Расчет нормативов вскрытых запасов выполнены для двух вариантов: 1) при $n_y = 2$ и 2) при $n_y = 3$ и приведены в таблице 11.

Таблица 11 - Нормативы вскрытых запасов в единицах массы (тыс. т) и времени (мес.)

Сорт руды	Интервал времени между взрывами в добычном забое, мес							
	$t_m = 0,25$		$t_m = 0,5$		$t_m = 0,75$		$t_m = 1$	
	тыс.т	мес	тыс.т	мес	тыс.т	мес	тыс.т	мес

	Бедная	57	3,6	76	4,8	90	5,7	102	6,5
	В целом по карьеру	543	5,0	674	6,1	764	7,0	851	7,8
$n_y = 3$	Богатая	648	7,8	798	8,6	898	9,6	998	10,7
	Бедная	76	4,8	102	6,5	120	7,6	136	8,6
	В целом по карьеру	724	6,6	900	8,2	1018	9,3	1134	10,3

Нормирование объемов готовых к выемке запасов представляет собой технико-экономическую задачу, при решении которой надо учитывать зависимость характера движения запасов от различных условий, а также выигрш и убытки, связанные с механизмом управления запасами.

Оптимальная величина готовых к выемке запасов при открытой разработке крутопадающих месторождений определяется минимумом суммарных затрат. Рассматриваются затраты: 1) на перегоны экскаваторов ($C_{пер}$); 2) на поддержание в течение года на всех горизонтах запасов, необходимых для полного удаления полезного ископаемого над резервной полосой ($C_{рез}$); 3) от увеличения текущего коэффициента добычи ($C_{к}$); 4) от снижения производительности карьера по полезному ископаемому из-за необходимости поддержания запасов ($C_{м}$); 5) от невыполнения плана из-за недостаточного резерва, при условии обеспечения надежного функционирования системы карьера (C_0).

Оптимальный объем готовых к выемке запасов будет соответствовать минимуму суммарных затрат:

$$\sum C_{доб} = C_{пер} + C_{рез} + C_{м} + C_{к} + C_0 \rightarrow \min \quad (5.6)$$

Исходя из условия выполнения заданного уровня усреднения добываемого сырья, установленной производительности карьера и соблюдения проектных параметров рабочих площадок на добычных уступах были определены нормативы готовых к выемке, подготовленных и вскрытых запасов, которые обеспечивают:

- работу в карьере нормативного числа выемочных единиц, необходимого достаточного для удовлетворения требований по усреднению качественного состава добываемого сырья и достижения заданной производительности рудника;

- равномерную обеспеченность всех выемочных единиц готовыми к выемке запасами на нормативном уровне;

- обеспеченность каждой выемочной единицы запасами отбитой руды в количестве, необходимом для ее максимальной производительности в принятом интервале времени между взрывами руды в добычном забое.

Установление нормативного количества выемочных единиц, по степени подготовленности к добыче, на руднике следует проводить совместно с оптимизацией всей системы усреднения добываемой руды, т.к. количество действующих добычных забоев, следовательно, и число отдельных рудопотоков – один из наиболее важных факторов, определяющих уровень усреднения качественного состава руды в общем потоке, выдаваемом рудником. Для выявления зависимости однородности качественного состава добываемого сырья от числа обрабатываемых добычных забоев при открытом способе разработки использовались фактические недельно-суточные графики добычных работ карьеров Донского ГОКа и ССГПО. Разброс фактических значений содержания металлов в сменных объемах добываемого сырья при различном количестве добычных забоев приведены в таблице 12.

Таблица 12 - Фактические дисперсии сменных содержаний хрома и железа

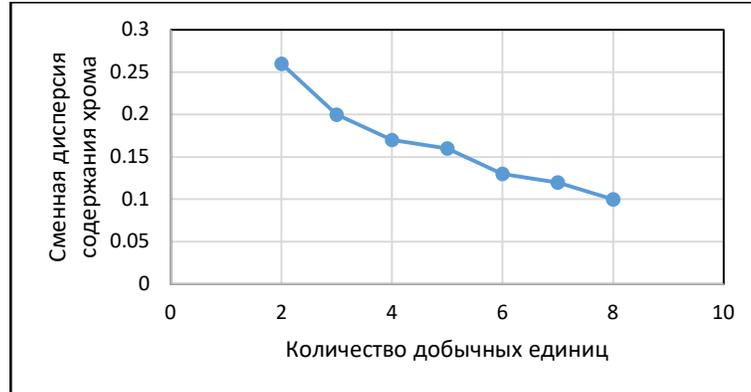
Количество добычных единиц	ДГОК	ССГПО
	Хром (доля ед.)	Железо (доля ед.)
2	0,26	0,36
3	0,20	0,29
4	0,17	0,25
5	0,16	0,19
6	0,13	0,15
7	0,12	0,14
8	0,10	0,13

В условиях действующего горного предприятия ряд параметров процесса усреднения, независимых от числа добычных единиц, можно считать постоянными и определить по данным эксплуатации. Поэтому решение задачи о предельном влиянии числа добычных единиц на уровень внутрирудничного усреднения можно упростить. Анализ графиков (Рисунок 5), построенных по полученным данным, показал прямую зависимость между количеством действующих забоев и отклонением содержаний металла от средних плановых показателей, что позволяет сделать следующий вывод: увеличение количества работающих забоев при прочих равных условиях ведет к уменьшению колебаний качества добываемой руды.

В дальнейшем, по фактическим данным влияния количества добычных единиц на среднее содержание металла в добываемой руде, можно получить

эмпирическую формулу для приближенной оценки дисперсии содержания усредняемого компонента.

а)



б)

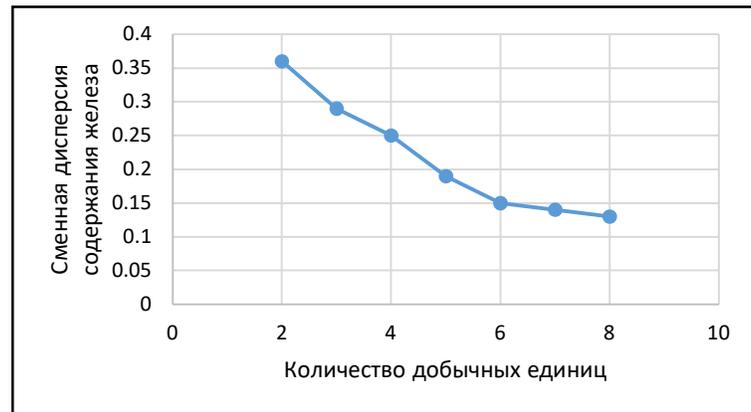


Рисунок 6 - Зависимость дисперсий содержания металла от количества действующих забоев

Стоит также отметить, что похожая зависимость наблюдается при изучении влияния протяженности фронта добычных работ и соответственно количества готовых к выемке запасов на изменчивость качественных и технологических свойств добываемой руды – при относительно малом фронте добычных работ среднее содержание компонента в добываемой руде может существенно отличаться от заданного.

Колебания производительности добычных забоев и возможность их аварийного выхода из строя, неравномерность проведения горных работ и горных выработок, изменчивость качественного состава полезного ископаемого в недрах и ряд других факторов, требуют, чтобы кроме действующих выемочных единиц всегда имелось некоторое число резервных. Готовые к выемке запасы, сосредоточенные в действующих и резервных выемочных единицах, должны способствовать сохранению фронта добычных работ, стабильной рабо

те предприятия, возможности усреднения качества добываемой руды и планомерной отработке месторождения.

Для выполнения требований к однородности качественного состава сырья горные предприятия часто вынуждены иметь дополнительное количество очистных забоев, следовательно, и дополнительное количество готовых к выемке запасов. В связи с этим при определении оптимальных величин готовых к выемке запасов полезных ископаемых месторождений, разрабатываемых в режиме усреднения, необходимо учитывать требования стабилизации качественного состава добываемого сырья.

Наличие добычного фронта работ и количества готовых к выемке запасов облегчает управление процессом добычи руды в режиме усреднения и позволяет снизить колебания качества сырья в отдельных и в общерудничном потоках.

Количество обрабатываемых блоков и количество готовых к выемке запасов рудника являются величинами взаимозависимыми.

Примером в этом отношении может служить зависимость между числом обрабатываемых забоев и готовыми к выемке запасами, полученная по средним данным эксплуатации ряда карьеров ССГПО и Донского ГОКа (Рисунок 6).

Путем аппроксимация эмпирических данных получаем практически функциональную связь:

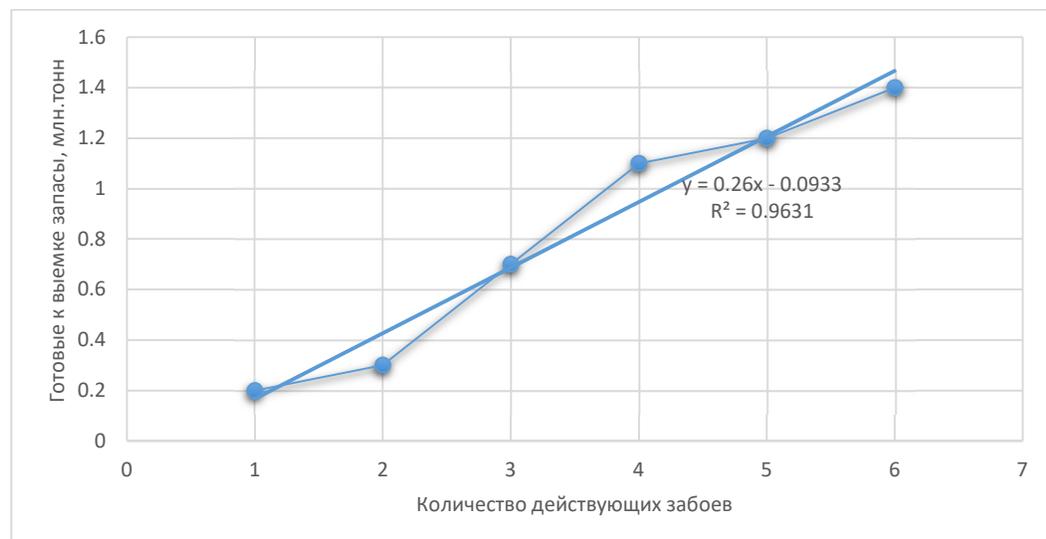
$$Q_{ГВ} = (0,26 \cdot n - 0,09) \cdot k_p \quad (5.7)$$

где:

$Q_{ГВ}$ – количество готовых к выемке запасов, тонн;

n – количество действующих забоев, шт;

k_p – коэффициент резерва, учитывающий специфику условий разработки конкретного месторождения, принимается в пределах 1,1÷1,5 в зависимости сложности условий разработки.



—●— - эмпирические данные; — - аппроксимация линейной зависимостью

Рисунок 7 - Зависимость между числом обрабатываемых добычных забоев и количеством готовых к выемке запасов

Такая связь между числом обрабатываемых добычных забоев и количеством готовых к выемке запасов вполне определенная и достаточно надежная для использования. Наличие прямой пропорциональной связи между количеством обрабатываемых блоков и готовыми к выемке запасами позволяет задачу определения оптимального количества готовых к выемке запасов руд, с точки зрения усреднения рудопотоков, свести к определению оптимального количества обрабатываемых блоков.

6. Используемое программное обеспечение при ведении горных работ.

Программное обеспечение, применяемое при решении нормирования запасов полезных ископаемых по степени их подготовленности к добыче, можно разделить как две группы.

- ПО используемое в периоде проектирования (MicroMine, Surpac и др.)
- ПО используемое в период добычных работ.

К первой группе относят ПО, которое необходимо при планировании горных работ, составление календарного графика горных работ и т.д.

К ним можно отнести MicroMine, Surpac, DataMine и т.д.

Ко второй группе ПО относят программы, помогающие отслеживать процесс горных работ на месторождении. К ним можно отнести Leica Jigsaw MineOps, JView, PI Vision.

6.1 ПО используемое в периоде проектирования

Surpac – программное обеспечение для геологии и планирования горных работ в карьерах и подземных рудниках, а также для поддержки геолога звездочных проектов. Данное программное обеспечение гарантирует эффективность и точность за счет простоты в использовании, мощной 3D-графики и автоматизации рабочих процессов с учетом специфики конкретной компании и потоков данных.

Surpac удовлетворяет все потребности геологов, геодезистов и горных инженеров в сырьевом секторе и адаптируется к любому материалу, рудному телу или методу добычи.

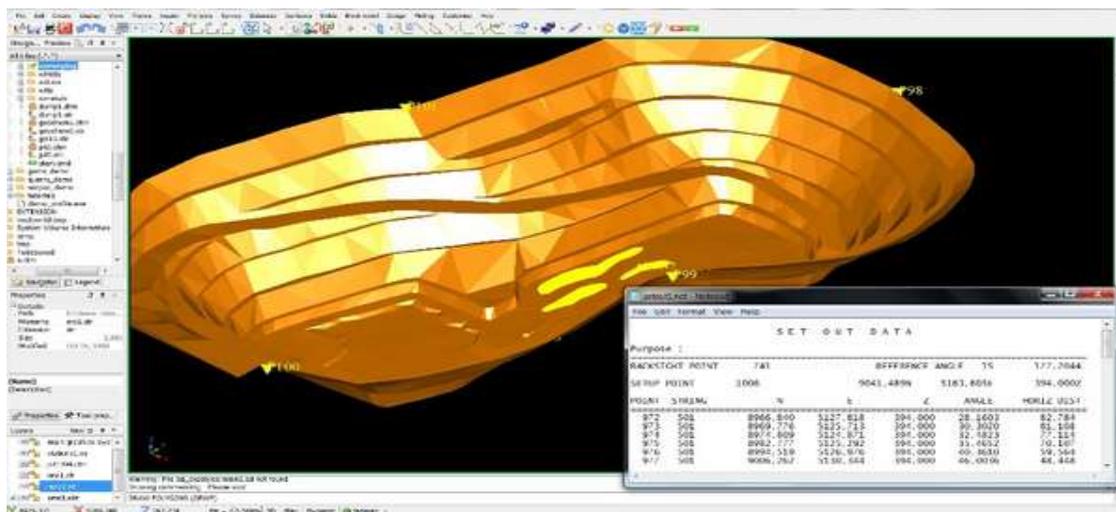


Рисунок 7 - Интерфейс ПО Surpac



Рисунок 8 – 3-D моделирование в Surpac

MicroMine – комплексное решение для горнодобывающей промышленности, охватывающее весь производственный цикл: от геолога звенки и трехмерного моделирования до контроля над горным производством, планирования и управления данными. Модульность и гибкость структуры позволяют внедрять программное обеспечение как в небольших компаниях, решающих свои узконаправленные задачи, так и на крупных предприятиях с несколькими рудниками. Вариативность и этапность внедрения позволяют о существовать его оптимально и в кратчайшие сроки.

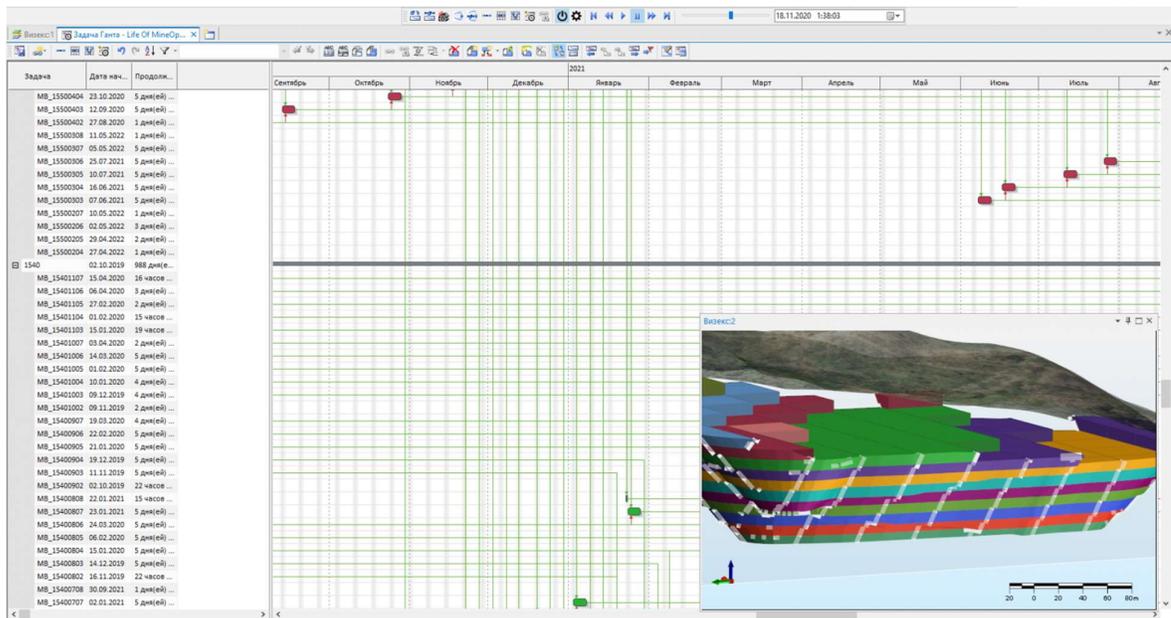


Рисунок 9 - Интерфейс ПО MicroMine

6.2 ПО используемое в период добычных работ.

Leica Jview – Стандартный пакет Leica Jview Business Intelligence (BI) предоставляет готовые функции составления отчетов по данным Jmineops на месторождении. Jview предоставляет разнообразные отчеты, помогающие руководству контролировать производственные показатели и принимать обоснованные решения.

Данные Leica Jview представляются на инструментальных панелях, в статических и динамических отчетах в интернет-браузере. Их можно просматривать на подключенных к сети компьютерах и других устройствах с интернет-браузерами, подключенных к сети Wi-Fi, в том числе на мобильных телефонах и планшетах. В стандартный пакет Leica Jview для составления отчетов входят инструментальные панели, передающие информацию почти в реальном времени, статические отчеты о текущей деятельности и отчеты об операциях, динамические отчеты для долгосрочного анализа общих показателей и кубы базы данных SSAS для специальных отчетов и углубленного анализа.

													Total	
Total	Loads	15	48	59	60	56	40	52	57	55	22	58	61	583
	Tonnage	1,972	6,261	7,787	7,784	7,587	6,641	8,952	7,465	7,183	2,868	7,554	7,977	80,031
	Qualities	0.52	0.53	0.53	0.52	0.52	0.53	0.51	0.53	0.54	0.53	0.54	0.52	0.53
Crusher/Shift		7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	Total
CRUSHER (day)	Loads	22	31	31	31	20	30	28	28	7	27	30		285
	Tonnage	2,868	4,059	4,033	4,020	3,373	4,338	3,675	3,688	922	3,547	3,957		38,480
	Qualities	NaN	0.51	0.52	0.51	0.52	0.52	0.51	0.52	0.54	0.56	0.54	0.53	0.52
EX201	1290207HG-C1 Cu:0.44	Loads	1	11	12	11	8	12	8					63
	Tonnage	128	1,447	1,562	1,447	1,562	1,864	1,078						9,086
	1290207HG-D2 Cu:0.63	Loads	8											8
	Tonnage	1,050												1,050
	1290207HG-F1 Cu:0.81	Loads							2	10	3	10	10	35
	Tonnage								256	1,345	397	1,332	1,319	4,649
EX203	2360210HG-C2 Cu:0.43	Loads	1	14	7		5		2					29
	Tonnage	128	1,831	922			758		256					3,895
	2360210LG-B2 Cu:0.38	Loads			5	12	8	7	12	13	4	14	17	92
	Tonnage				653	1,549	1,260	806	1,536	1,703	525	1,831	2,254	12,207
EX204	2360210LG-B2 Cu:0.38	Loads	10											10
	Tonnage	1,306												1,306
EX251	TRANSIT14 Cu:0.45	Loads	1	2	3	3		2	3	3		3	3	23
	Tonnage	128	256	384	384		256	384	384			384	384	2,944
EX253	STOCKPILE HG_F4 Cu:1.1	Loads	1	4	4	5	4	4	3					25
	Tonnage	128	525	512	640	551	584	423						3,343

Рисунок 10 - Jview содержание полезного компонента подаваемого на первичного дробление по часам в смену.

Данная таблица отображает ежечасовую подачу руды на дробилку. В таблице приводятся такие данные как тоннаж, содержание полезного компонента в блоке, с которого добыча идет определенным экскаватором.

Это помогает отслеживать содержание руды подаваемого с карьера на первичную дробилку, далее на обогатительную фабрику.

PI Vision – это инструмент визуализации для доступа ко всем данным PI System. С помощью PI Vision можно анализировать данные несколькими способами.

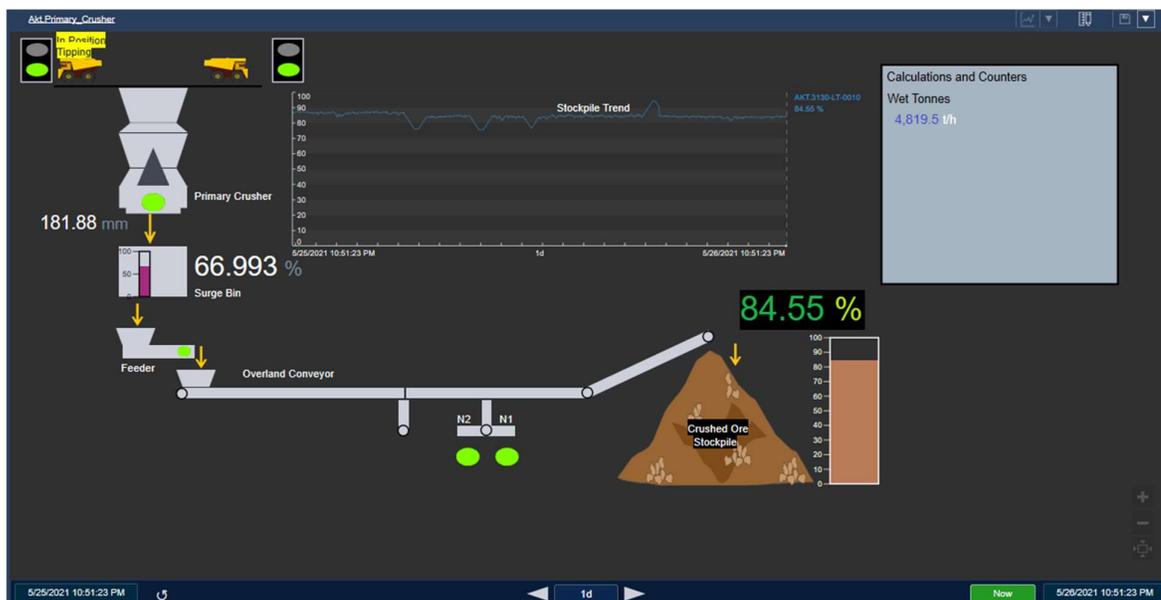


Рисунок 11 - PI Vision состояние первичной дробилки и склада руды.

Данный инструмент отображает процессы, происходящие на этапе первичного дробления руды и далее ее складирование на складе, откуда далее руда по конвейерам доставляется на обогатительную фабрику.

Выше перечисленные инструменты помогают визуализировать, проектировать, отслеживать происходящие процессы при проектировании и до быче.

Термины и определения

В настоящем отчете о НИР применяют следующие термины с соответствующими определениями в области нормирования запасов по подготовленности к выемке при разработке месторождений полезных ископаемых.

Берма - горизонтальная площадка на нерабочем борту или нерабочих участках бортов карьера, разделяющая смежные по высоте уступы.

Борт карьера - боковая поверхность, ограничивающая карьер, образованная совокупностью откосов и площадок уступов.

Бровка уступа карьера - линия пересечения откоса уступа карьера с его кровлей или подошвой.

Вертикальная выработка - подземная выработка, пройденная по вертикали в толще полезного ископаемого или по породе.

Верхний контур карьера - линия пересечения бортов карьера с земной поверхностью.

Вскрытые запасы - балансовые запасы участка уступов, которые подсечены выездной траншеей, пройденной на отметку рабочего горизонта до границ рудного тела, верхняя площадка уступов должна быть освобождена от покрывающих пород или руды вышележащих уступов или обнажена вследствие естественных условий залегания в пределах, обеспечивающих безопасное проведение эксплуатационной разведки и горно-подготовительных работ (открытая разработка).

Вскрытые запасы - часть балансовых запасов месторождения, для разработки которых выполнены все горно-капитальные работы, предусмотренные техническим проектом. Кроме того, для отнесения запасов к группе вскрытых необходимо подсечение горной выработкой контакта висячего или лежащего бока залежи (подземная разработка).

Выемочная единица - минимальный участок месторождения с относительно однородными геологическими условиями, отработка которого осуществляется одной системой разработки и технологической схемой выемки (уступ, блок, панель, лава, камера и т. п.) и в пределах которого с достаточной достоверностью определены запасы и возможен первичный учет извлечения полезных ископаемых компонентов.

Выработанное пространство – пространство, образующееся после извлечения твердого полезного ископаемого, пород в результате выемки твердого полезного ископаемого и вскрышных пород.

Горизонтальная выработка - подземная выработка, проведенная горизонтально или с незначительным углом наклона в толще полезного ископаемого или по породе.

Горная выработка - сооружение в недрах земли или на ее поверхности, созданное в результате ведения горных работ и представляющее собой полость в массиве.

Горные работы - комплекс работ по проведению и поддержанию в рабочем состоянии горных выработок в недрах земли. По способу ведения различают открытые и подземные горные работы. Проведение инженерных изысканий по исследованию грунтов в целях предстоящего строительства объектов ведения горных работ не относится к горным работам.

Горный отвод - часть недр, предоставляемая в пользование организации.

Готовые к выемке запасы – запасы блоков и участков (из числа подготовленных запасов), в которых пройдены все нарезные выработки, необходимые для начала очистной выемки полезного ископаемого в соответствии с принятым техническим проектом (подземная разработка).

Готовые к выемке запасы - часть подготовленных запасов, для разработки которых выполнены вспомогательные работы и которые могут быть отработаны независимо от подвигания смежного верхнего уступа с оставлением при этом необходимой ширины рабочей площадки (резервной полосы), ширина которой равна разности фактической и минимально необходимой ширины рабочих площадок (открытая разработка).

Дно карьера - площадка нижнего уступа карьера.

Добыча - комплекс производственных процессов по извлечению полезного ископаемого из недр.

Забой - рабочая поверхность уступа от нижней до верхней площадки, с которой вынимается горная масса, составляющая тело уступа.

Забой - поверхность, ограничивающая место непосредственной выемки полезного ископаемого или породы и перемещающаяся в результате ведения горных работ.

Запасы - это часть ресурсов, соответствующая определенным ограничениям по качеству, мощности, глубине залегания и т.п., которая может быть извлечена и переработана с установленной экономической целесообразностью и соблюдением Законодательства на момент оценки.

Запасы руды - экономически извлекаемая часть измеренных и/или указанных минеральных ресурсов.

Заходка - короткая горная выработка, проводимая из очистной камеры или выемочной печи и служащая для выемки угля из междукammerных целиков, при этом оборудование, используемое при очистной выемке, может находиться как в заходке, так и за ее пределами (подземная разработка).

Заходка при открытой разработке - часть уступа или подустапа, на которые он разделен по ширине в зависимости от рабочих параметров выемочно-погрузочных машин.

Камера - выработка незначительной длины при сравнительно больших поперечных сечениях, не имеющие непосредственного выхода на поверхность, и предназначенная для размещения оборудования, материалов, инвентаря и других целей.

Карьер - горное предприятие, представляющее собой совокупность разнообразных горных выработок в земной коре и технологических служб,

осуществляющее разработку месторождения полезного ископаемого открытым способом.

Кровля уступа - верхняя, обычно горизонтальная, часть поверхности уступа.

Минеральные ресурсы - концентрация или залегание представляющего экономический интерес твердого полезного ископаемого в земной коре в такой форме, с таким содержанием полезного компонента, и в таком количестве, что существуют разумные перспективы его полного экономически эффективного извлечения.

Нарезная выработка - подземная горная выработка, проводимая в процессе подготовительных работ и непосредственно прилегающая к массиву полезного ископаемого, предусматриваемого к выемке.

Нижний контур карьера - линия пересечения бортов карьера с его подошвой.

Обогащение твердых полезных ископаемых - совокупность технологических процессов переработки минерального сырья с целью выделения из него полезных компонентов с концентрацией, превышающей их содержание в исходном сырье.

Объект ведения горных работ - объект, на котором ведется разработка недр.

Откос борта карьера - условная поверхность, касательная к верхней и нижней бровкам карьера.

Откос уступа - фронтальная наклонная поверхность уступа карьера.

Открытая выработка - горная выработка, образуемая в пределах карьерного поля и имеющая незамкнутый контур поперечного сечения, вследствие ее примыкания к земной поверхности.

Открытые горные работы - разработка недр, осуществляемая с дневной поверхности.

Очистная выработка - подземная горная выработка, проводимая по пласту или залежи полезного ископаемого, в которых осуществляется выемка полезного ископаемого.

Подготовительная выработка - подземная горная выработка, проводимая после вскрытия шахтного поля для оконтуривания и подготовки к очистной выемке отдельных его частей.

Подготовленные запасы - часть вскрытых запасов полезного ископаемого в блоках или участках, в которых пройдены все горно-подготовительные выработки, предусмотренные схемой подготовки, принятой в техническом проекте (подземная разработка).

Подготовленные запасы - часть вскрытых запасов на участках уступов с обнаженной верхней и боковой поверхностями, для разработки которых выполнены горно-подготовительные работы, предусмотренные техническим проектом (открытая разработка).

Подземная выработка - горная выработка, проводимая в недрах Земли, независимо от того имеет она выход на поверхность или нет, ограниченная по

контур ее поперечного сечения горными породами или частично другими выработками.

Подземные горные работы - разработка недр, осуществляемая в толще земной коре.

Площадка уступа карьера - горизонтальная часть поверхности уступа карьера.

Подуступ - часть уступа по его высоте, разрабатываемая самостоятельными средствами отбойки и погрузки и обслуживаемая транспортом, общим для всего уступа.

Подошва уступа - нижняя, обычно горизонтальная, часть поверхности уступа.

Рабочий горизонт карьера - горизонтальная плоскость, пересекающая массив горных пород в контурах карьера на уровне установки выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, предназначенного для разработки уступа.

Разработка недр - ведение горных работ в части земной коры, расположенной ниже почвенного слоя, а при его отсутствии - ниже земной поверхности или дна водоемов.

Ресурсы - это природная концентрация твердых, жидких или газообразных материалов в Земной коре в такой форме и количествах, которые обеспечивают текущее или экономичное (потенциальное) извлечение их в товарный продукт.

Руда - это природная смесь одного или более твердых минералов, которые могут быть отработаны, переработаны и проданы с прибылью.

Санитарно-защитная зона - территория, расположенная между объектами, связанными с добычей, обогащением и переработкой твердых полезных ископаемых, и ближайшими жилыми и общественными зданиями.

Скважина - вертикальная, реже наклонная горная выработка цилиндрического сечения, диаметр которой намного меньше ее глубины, проведенная в горной породе или полезном ископаемом с земной поверхности или из подземных выработок под любым углом наклона к горизонту механическими или не механическими способами бурения в разведочных и эксплуатационных целях.

Слой - объем горных пород в пределах карьерного поля, соответствующий одному уступу.

Траншея - открытая горная выработка, трапециевидного поперечного сечения с незамкнутым контуром, значительной длины по сравнению с шириной и глубиной, ограниченная снизу подошвой и с боков наклонными плоскостями: по длине - бортами, по ширине - торцами.

Угол наклона борта карьера - угол наклона поверхности, определяющий общее расположение борта карьера к горизонту.

Угол откоса уступа - угол наклона откоса уступа к горизонтальной плоскости.

Уступ карьера - часть борта карьера в форме ступени, разрабатываемая самостоятельными средствами отбойки, погрузки и транспорта.

Фронт очистных работ - пространственное расположение линии очистных забоев на крыле рудника, (шахты), шахтопласте, этаже, ярусе.

Штрек - горизонтальная подземная горная выработка, пройденная по простиранию месторождения.

Эксплуатационная выработка - подземная выработка, предназначенная для эксплуатации месторождений полезных ископаемых.

Перечень сокращений и обозначений

В настоящем отчете о НИР применяют следующие сокращения и обозначения.

IP – integer programming

NPV – Net present value

ВВ – взрывчатое вещество

ДГОК – Донской горно-обогатительный комбинат

ССГП – Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение

ЧДД – чистый дисконтированный доход

ЭВЕ – элементарная выемочная единица

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Рассмотренная модель, из-за включения в нее дополнительных требований и ограничений по обязательным резервам блоков, немного уступает в оптимальности принимаемых решений с точки зрения получения максимальной прибыли, по сравнению с аналогичными оптимизационными моделями, не учитывающими потребности в подготовленных запасах руды. Тем не менее, геометрическая суть этих решений, полученных в ходе реализации математической модели, демонстрирует сравнительно лучшие эксплуатационные возможности с позиции планомерности и ритмичности отработки запасов в блоках.

Планирование календарных планов горных работ с учетом нормативов по степени подготовленности запасов к выемке:

- обеспечивает выполнение производственных планов при ритмичной работе предприятия;
- обеспечивает стабильное качество рудопотоков за счет достаточного количества блоков разных сортов для целей усреднения;
- позволяет учитывать специфику горно-геологических и горно-технических условий, за счет коэффициента резерва запасов;
- в целом способствует наиболее рациональному использованию запасов в полезных ископаемых.

Предлагаемый способ планирования горных работ формирует почти оптимальные графики с учетом следующих эксплуатационных показателей: производственная мощность по горной массе, минимально необходимый объем добычи, количество новых выемочных единиц, усреднение, скорость добычи, непрерывность и последовательность добычи.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Адигамов Я.М., Зарайский В.Н. Нормирование запасов руд по степени подготовленности к добыче. М., Недра, 1978.
2. Зарайский В.Н., Николаев К.П., Казанский К.В. Усреднение руд. М., Недра, 1975.
3. Методические рекомендации по определению нормативов запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче на стадии проектирования горных предприятий Минчермета СССР. – Белгород, ВИОГЕМ, 1981.
4. Инструкция по определению и учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых на горных предприятиях Министерства черной металлургии СССР. – Белгород, ВИОГЕМ, 1974.
5. Rysbekov K., Toktarov A., Kalybekov T., Yessezhulov T., Bakhmagambetova G. Mine planning subject to prepared ore reserves rationing. E3S Web of Conferences, 2020.
6. Калыбеков Т., Солтабаева С.Т., Токтаров А.А. Влияние добычи руд по выемочным единицам на производительность рудника. // «Маркшейдерия и недропользование», 2019.
7. Порцевский А.К. Управление качеством рудной массы на открытых горных работах. -М.: МГГА им. С. Орджоникидзе. www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-uprav-kach-rud-massy-porcevskiy.pdf.
8. Ракишев Б.Р. Показатели доступности извлечения минеральных ресурсов из недр при открытых работах // Экология и природокористования. Выпуск 8, 2005.-С.54-60. www.ippenan.com/content/publik3/sbovrse/N8_2005/054-060.doc.
9. Лукичев С.В. Компьютерные технологии для комплексного решения задач освоения и эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых / Информационные технологии в горном деле: доклады Всероссийской научной конференции с международным участием. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012.
10. Голубин К.А., Ермолаев В.А. Моделирование и анализ состояния открытых горных работ / Сборник материалов 1У Всероссийской, 57 научно-практической конференции молодых ученых «РОССИЯ МОЛОДАЯ» КузГТУ. – Кемерово: КузГТУ, 2012/
11. Просекин Б.А. Цифровые технологии трехмерного моделирования горных работ на Приаргунском горно-химическом объединении.
12. Калыбеков Т., Муртазаев М.А., Рысбеков К.Б., Солтабаева С.Т. Влияние подготовленности запасов полезных ископаемых на стабилизацию добычи руды при подземной разработке месторождений // Горный журнал Казахстана. №5, 2018.
13. Kalybekov T., Rysbekov K.B., Soltabayeva S.T. The study of the influence of preparedness of the ore reserves on the planning of underground mining operations. Scientific and Technical Internet Conference “Innovative Development

of Resource-Saving Technologies of Mineral Mining and Processing”. Book of Abstracts. - Petroşani, Romania: UNIVERSITAS Publishing, 2018. – P26-29. https://www.upet.ro/cercetare/manifestari/Krivoi%20Rog_14%20December%202018_BOOK%20OF%20ABSTRACTS.pdf.

14.K.Rysbekov, A.Toktarov, T.Kalybekov, S.Moldabayev, T.Yessenzhulov & G.Bakhmagambetova, (2020) Mine planning subject to prepared ore reserves rationing. II International Conference Essays of Mining Science and Practice / E3S Web of Conferences Volume168, 00016 DOI: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016800016>

15.Калыбеков Т., Рысбеков К.Б., Солтабаева С.Т., Турсбеков С.В. Изучение влияния усреднения руд на обоснование подготовленности запасов на горных работах // Вестник Кыргызско-Российского Славянского университета, Серия естественно-технических наук. Том 19. №4.

16.Калыбеков Т., Рысбеков К.Б., Токтаров А.А., Отарбаев О.М. Планирование подземных горных работ с учетом подготовленности запасов полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2019. № 5. – С. 34-43. DOI:10.25018/0236-1493-2019-05-0-34-43.

17.Калыбеков Т., Токтаров А.А. Изучение обоснования нормативов подготовленности запасов руд на подземных горных работах с использованием цифровых технологий / Международный форум маркшейдеров: «Цифровые технологии в геодезии, маркшейдерии и геомеханике». 19-20 апреля 2019 г., -Караганда: КарГТУ.

