

ОПТИМИЗАЦИЯ БОРТОВ КАРЬЕРА БЕСАПАНТАУ НА ОСНОВЕ 3К-МОДЕЛИРОВАНИЯ В ПРОГРАММНОМ КОМПЛЕКСЕ DIGGER SLOPE



Ильясов Б.Т.,
заведующий лабораторией
устойчивости бортов карьеров
УФ АО «ВНИМИ»,
к.т.н.



Солуянов Н.О.,
главный геомеханик
ООО «Норникель Технические Сервисы»,
разработчик ПО Digger Slope,
член ISRM



Садинов Ш.М.,
главный маркшейдер
АО «НГМК»



Содиков И.Ю.,
инженер по ПГР
ИЦ по ВНТ АО «НГМК»

Maqolada 3K-modellashtirish asosida karyerning yon tomonlarini optimallashtirish algoritmi keltirilgan bo'lib, u quyidagi vazifalarni o'z ichiga oladi: to'siqlar va to'siqlar guruhlarini qiyalik barqarorligini har tomonlama kinematik tahlil va ehtimollik hisob-kitoblarini o'tkazish; ochiq kareyning tuzilgan kinematik xaritasi (3K-modellashtirish) asosida qirralar va to'siqlar guruhlarining optimal parametrlarini aniqlash; chellarning tavsiya etilgan parametrlarini hisobga olgan holda karyerning yakuniy loyiha konturini qurish; karyer yon tomonlari barqarorligini chegaraviy muvozanat usulida tekshirish hisob-kitoblarini amalga oshirish; ochiq kon devorlarining barqarorligini baholash uchun chekli elementlarni modellashtirish; ochiq konning yon tomonining ustki chetidan agdarmalar va omborlarni joylashtirish uchun optimal masofani hisoblash uchun agdarmalardan tushadigan yukni hisobga olgan holda, ochiq konning yon tomonlari barqarorligining qo'shimcha hisob-kitoblarini amalga oshirish.

Tayanch iboralar: ochiq karyer devorini optimallashtirish, ochiq konning kinematik xaritasi, 3K modellashtirish, deterministik va ehtimollik tahlili, barqarorlikni hisoblash, dastgoh konfiguratsiyasi, xavfsizlik bermasi, ochiq kon devorini tiklash.

В статье представлен алгоритм оптимизации бортов карьера на основе 3К-моделирования, который включает в себя выполнение следующих задач: проведение комплексного кинематического анализа и вероятностных расчетов устойчивости откосов уступов и групп уступов; определение оптимальных параметров уступов и групп уступов на основе построенной кинематической карты карьера (3К-моделирование); построение конечного проектного контура карьера с учетом рекомендуемых параметров уступов; проведение заверочных расчетов устойчивости бортов карьера методом предельного равновесия; моделирование методом конечных элементов с целью оценки устойчивости бортов карьера; проведение дополнительных расчетов устойчивости бортов карьера с учетом нагрузки от отвалов для расчета оптимального расстояния размещения отвалов и складов от верхней бровки борта карьера.

Ключевые слова: оптимизация бортов карьера, кинематическая карта карьера, 3К-моделирование, детерминированный и вероятностный анализ, расчёт устойчивости, конфигурация уступа, берма безопасности, укрупнение бортов карьера.

Обоснование и оценка устойчивости бортов карьера Бесапантау выполнены в соответствии с современными международными подходами к проектированию карьера. В соответствии с данными подходами обоснование и построение проектного контура для бортов, формируемых в скальных породах, производится в следующей последовательности: обоснование параметров устойчивых уступов (с учетом направлений трещин); обоснование параметров участков борта между съездами; отстройка проектного контура; оценка устойчивости бортов проектируемого карьера.

Распространенный в постсоветских странах подход предполагает первоначальную оценку устойчивого генерального угла борта карьера, исходя из которого подбираются параметры уступов.

В современной международной практике такой подход применяется только для слабых породных массивов, а для крепких и среднекрепких массивов большее внимание уделяется обоснованию параметров устойчивых уступов, из которых как из строительных блоков складывается генеральный борт. Для этого разработаны различные способы и инструменты анализа, одним из которых является кинематический анализ и вероятностные расчеты устойчивости откосов карьера.

Кинематический анализ. Кинематический анализ устойчивости откосов уступов карьера и расчёт ширины берм безопасности

производился в программном обеспечении Digger Slope (digger-apps.xyz). Главной особенностью и преимуществом данной программы, отличающими её от других программ, является возможность работы с несколькими структурными доменами и интервалами азимутов наклона бортов одновременно. Кроме того следует отметить выполнение расчетов несколькими методами, как детерминированными, так и вероятностными. Благодаря этому при обосновании параметров уступов обеспечивается перекрестный контроль результатов.

Для расчетов использовались исходные данные: структурно-геологическая модель месторождения; геомеханическое описание ориентированного зерна; картирование горных выработок; картирование траншей и выходов скалы на поверхность; результаты лабораторных испытаний образцов породы.

На основе данных о пространственном расположении основных систем трещин, известных тектонических разломов и геологических структур более мелкого порядка, в границах проектируемого карьера выделено 7 структурных доменов. Домены D4 и D4.1 характеризуют массив в теле тектонических разломов. Для каждого структурного домена выполнен анализ трещиноватости (структурный анализ) горного массива, в рамках которого выделены системы трещин, распространенные в границах каждого домена.

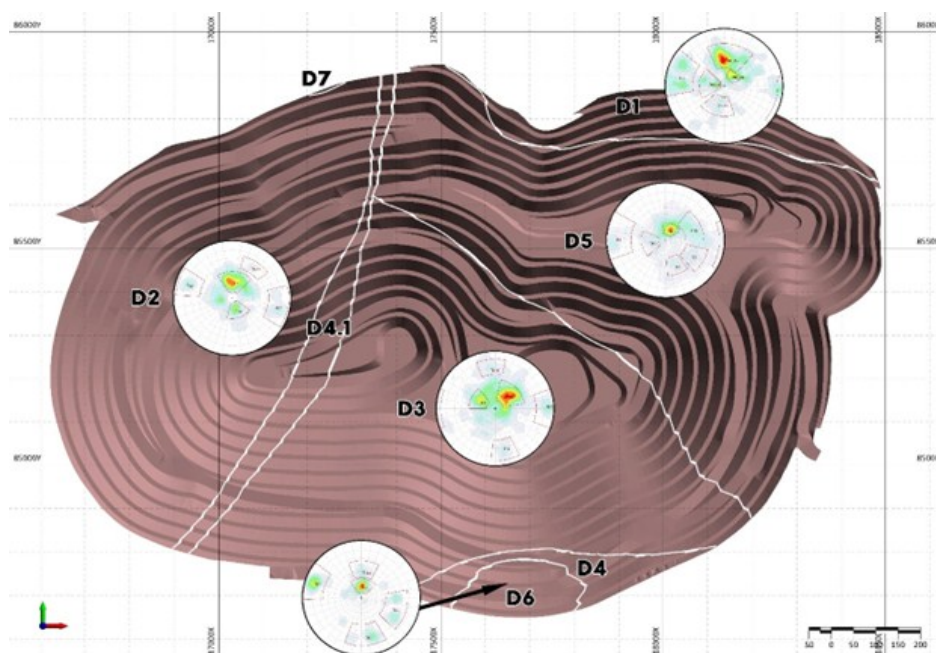


Рис. 1. Диаграммы трещиноватости

На рис. 1 приведены круговые диаграммы трещиноватости по каждому структурному домену в границах конечного проектного контура карьера. Для доменов D4 и D4.1 диаграммы не построены, так как по ним выполнение кинематического анализа не требуется.

С использованием данных диаграмм для каждой системы трещин определены средние азимуты и углы падения, а также разброс величин азимутов и углов падения. В табл. 1 представлены все эти характеристики, а также прочностные свойства, определяющие сопротивление сдвигу по поверхностям и ослабления массива. Прочностные свойства определены при сдвиговых лабораторных испытаниях по трещинам. Так как в пределах одного структурного домена может сильно изменяться азимут падения откосов уступов, одни и те же системы трещин будут по-разному влиять на устойчивость уступов. В качестве примера можно рассмотреть уступ, неустойчивый из-за падающей в направлении выемки (то есть в одном направлении с откосом) системы трещин. При развороте уступа на 180° в плане, система трещин будет падать в массив и не будет представлять опасности. Подобные условия можно заметить на рис. 1 для домена D2.

Для учёта этого эффекта структурные домены были разделены на субдомены, которые выделены как показано в табл. 2.

В табл. 3 представлены сведения об ориентации откосов уступов и свойствах пород по доменам и субдоменам.

Расчёт устойчивости откосов уступов карьера и ширины предохранительных берм производился в трёх вариантах:

- детерминированный подход с допустимым коэффициентом запаса устойчивости $FoS = 1,5$ [2];
- детерминированный подход с допустимым коэффициентом запаса устойчивости $FoS = 1,3$ [2] для нижней трети карьера в условиях проектирования доработки карьера;
- вероятностный подход с допустимой вероятностью обрушения $RoF = 25$ при коэффициенте запаса устойчивости не менее $FoS = 1,1$ [1]. При расчётах рассматривались все комбинации плоскостей систем трещин, образующие кинематически подвижные блоки горной породы, соответствующие основным типам обрушений: плоское (1 система трещин); плоское с трещиной отрыва (2 системы трещин); клиновидное (2 системы трещин); клиновидное с трещиной отрыва (3 системы трещин).

Таблица 1
Системы трещин по структурным доменам и их параметры

Домен	Система трещин	Крупный масштаб	Угол падения, °	Разброс	Азимут падения, °	Разброс	Сцепление, т/м ²	Угол внутреннего трения, °
D1	BD_DL	да	51	30	7	60	5,1	26
	JT1_DL		26	10	38	40	5,1	26
	JT2_DL		27	30	281	60	5,1	26
	JN3		76	30	282	50	5,1	26
	jt1_DL		37	30	198	50	5,1	26
D2	JN1		25	30	161	60	3,9	21
	BD	да	33	40	4	60	3,9	21
	JN2		77	30	287	30	3,9	21
	JN3		74	20	101	40	3,9	21
D3	JN1a		65	20	33	30	3,9	21
	BD	да	35	30	45	60	3,9	21
	JN1		69	20	167	30	3,9	21
	JN2		32	30	297	50	3,9	21
D5	JN3		83	20	87	40	3,9	21
	JN1a		70	30	355	30	3,9	21
	BD	да	22	30	21	60	3,9	21
	JN1		50	30	160	30	3,9	21
	CZ	да	56	30	121	40	3,9	21
D6	JN3		81	20	273	50	3,9	21
	JN2		29	30	264	60	3,9	21
	JN1a		51	30	65	60	3,9	21
	JN2		80	20	289	40	3,9	21
	BD	да	23	30	5	60	3,9	21
D6	JN3		60	30	109	50	3,9	21
	JN1		68	30	173	50	3,9	21
	JN1a		50	30	4	40	3,9	21

В программе Digger Slope процесс симуляции обрушений по всевозможным комбинациям плоскостей систем трещин с плоскостью откоса автоматизирован. Расчёт устойчивости откосов проводился в границах доменов (табл. 3) по сетке – с шагом по азимуту падения откосов 1° и углу падения 5°.

Таблица 2

Обозначения и расположение субдоменов		
Домен	Субдомен	Расположение
D2	D2_N	Северный и западный участки борта карьера в домене D2
	D2_S	Южный участок борта карьера в домене D2
D3	D3_N	Северный участок борта карьера в домене D3
	D3_S	Южный участок борта карьера в домене D3
D5	D5_U	Верхний северный участок борта карьера в домене D5
	D5_D	Нижний участок борта карьера в домене D5

Для каждого узла сетки (каждой экспозиции откоса уступа) определялись следующие расчетные результирующие показатели (рис. 2):

BFA – максимальный устойчивый угол откоса уступа, град;
 BW – минимальная ширина бермы безопасности, м;
 Vol/m – средний объём вывалов на метр простираения борта, м².

Далее, участки борта с одинаковой расчётной конфигурацией уступа (углом откоса BFA и шириной бермы BW) объединялись в сектора карьера:

Domain – структурный домен;

Subdom – субдомен борта карьера;

Sector – Сектор (участок борта карьера с одинаковым расчётным BFA);

F_{отм} – начальный азимут падения откоса уступа в секторе, град;

T_о – конечный азимут падения откоса уступа в секторе, град.

И рассчитывались углы откосов следующего масштабного уровня:

IRA – угол между съездами или геотехническими бермами, град.

Таблица 3

Ориентация откосов уступов и свойства пород по доменам

Структурный домен		Выборка азимута падения откоса уступа			Свойства породного массива					Свойства развала	
название	субдомен	наименьшее, °	наибольшее, °	шаг, °	объемный вес, т/м ³	размер блока, м	коэффициент размягчения	сцепление, МПа	угол внутреннего трения, °	коэффициент развала	угол ест. откоса, град
DOMAIN	SUBDOM	FROM	TO	STEP	G	BS	Ksof	COH	PHI	SF	AR
D1	D1	157	222	1	2,68	0,25	0,87	8,1	39	1,5	38
D2	D2_N	55	178	1	2,62	0,31	0,56	8,5	32	1,5	38
	D2_S	6	54	1	2,62	0,31	0,56	8,5	32	1,5	38
D3	D3_N	102	278	1	2,62	0,31	0,56	8,5	32	1,5	38
	D3_S	285	93	1	2,62	0,31	0,56	8,5	32	1,5	38
D5	D5_U	154	67	1	2,62	0,31	0,56	8,5	32	1,5	38
	D5_D	171	339	1	2,62	0,31	0,56	8,5	32	1,5	38
D6	D6	308	30	1	2,62	0,31	0,56	8,5	32	1,5	38

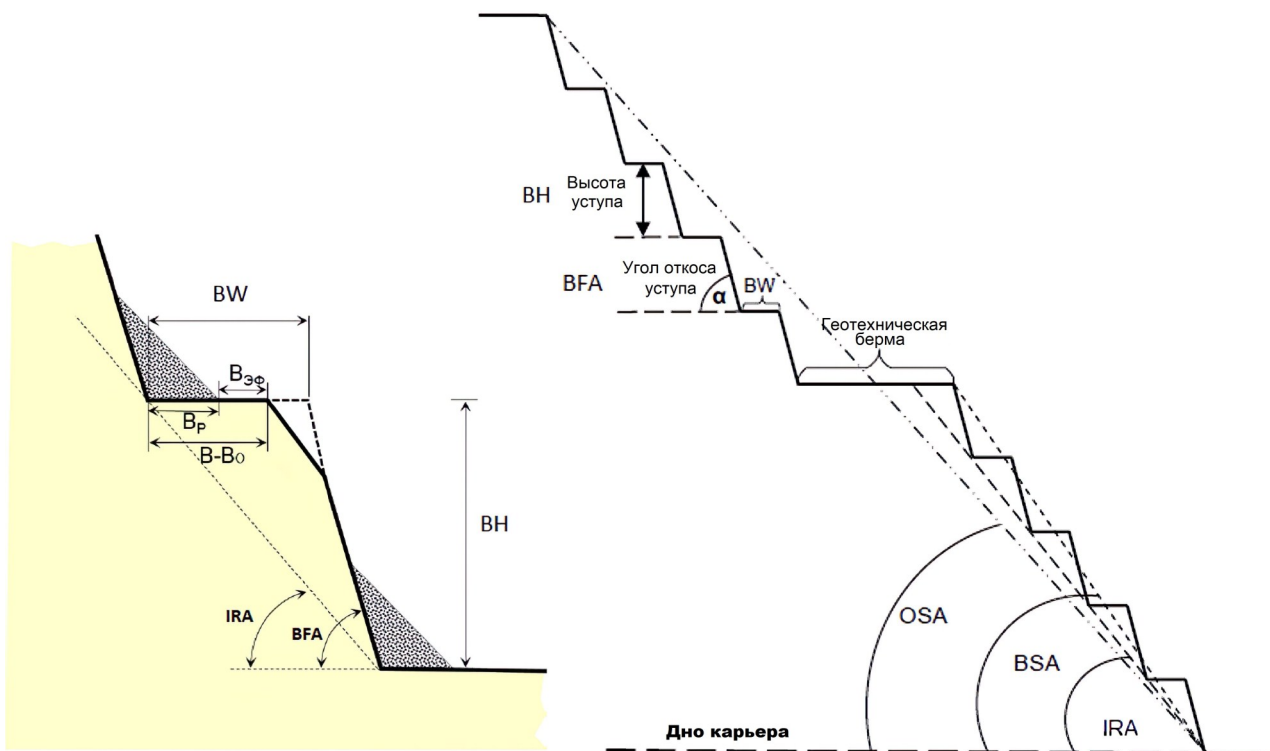


Рис. 2. Обозначения элементов конструкции борта карьера

BSA – угол откоса стека (для группы из трёх уступов общей высотой 90 м), град.

Высота уступов (Bench height) принималась равной $BH = 30$ м, проектная ширина бермы принималась равной $BW = 0,2 \cdot BH + 4,5 \approx 10$ м [2]. Обоснование минимальной ширины предохранительных берм (рис. 2) при детерминированном и вероятностном подходах производится по разным методикам. Ширина предохранительной бермы BW при детерминированном способе расчёта устойчивости уступов определяется исходя из следующего условия:

$$BW = \max \left\{ \begin{array}{l} 0,2 \cdot BH + 4,5 \\ B_o + B_n \\ B_o + B_{об} \end{array} \right\}$$

где $BH = 30$ м – высота уступа;

B_o – ширина осыпи, м;

B_n – ширина бермы для задерживания падающих камней, м;

$B_{об} = 4,5$ м – минимальная ширина рабочей части бермы, достаточная для безопасного размещения и работы оборудования по очистке берм от осыпей. Величины B_o , B_n рассчитываются согласно работам [2, 3].

При вероятностной оценке устойчивости уступов ширина предохранительной бермы определяется по формуле:

$$BW = \max \left\{ \begin{array}{l} 0,2 \cdot BH + 4,5 \\ B_o + B_p + B_{эф} \end{array} \right\}$$

где B_p – ширина развала горной массы после деформации уступа (рассчитывается в зависимости от вида обрушения согласно работам [4-7]), м;

$B_{эф}$ – эффективная ширина бермы (оставшаяся часть бермы после осыпи и развала), которая принимается: не менее 2 м для любых уступов карьера; 0 м для нижних уступов при доработке карьера при условии инструментального мониторинга в режиме реального времени со сплошной зоной покрытия рабочей зоны или при безлюдной выемке.

Реализованный в программе Digger Slope математический аппарат комплексного кинематического анализа устойчивости откосов позволяет выполнить построение Кинематической Карты Карьера (3К-моделирование), включающей в себя следующие результаты расчёта:

Рекомендованная конфигурация откоса: угол откоса; ширина бермы.

Оценка устойчивости откоса: коэффициент запаса устойчивости; вероятность обрушения; уровень риска.

Прогнозный объём обрушений. Кинематическая Карта Карьера (3К) представима в виде 3D-каркаса карьера или таблицы по секторам ориентации откосов, содержащих результаты расчёта.

Все результаты 3К-моделирования представлены на рисунках (рис. 3, 4). На рис. 4 в левом столбце представлен результат комбинированного расчёта при детерминированном подходе для основных секторов карьера, при котором нижняя треть карьера (до горизонта +435 м) рассчитывается с допустимым коэффициентом запаса $FoS = 1,3$ (как в случае проектирования доработки карьера [2]), а остальная часть – с коэффициентом $FoS = 1,5$ (как для стадии до начала и в течение эксплуатации или перевооружения рудника [2]). Минимальная ширина предохранительной бермы в этом случае составила 10 м.

На рис. 4 в правом столбце представлен результат расчёта при вероятностном подходе для основных секторов карьера с допустимой вероятностью обрушения $PoF = 25$ при коэффициенте запаса устойчивости не менее $FoS = 1,1$ [1].

Минимальная ширина предохранительной бермы в этом случае составила 10 м за исключением трех секторов, где она составляет 12 м (выделены синим цветом в табл. 5). Представление результатов 3К-моделирования показано на рис. 4, описано в табл. 4.

Основные сектора карьера (наиболее представительные экспозиции откосов по азимуту падения в доменах) и максимальные устойчивые углы откосов уступов карьера BFA представлены в табл. 5, сектора с увеличенной шириной бермы (12 м) по результатам вероятностного расчёта выделены синим цветом.

Построение проектного контура карьера. На основе рассчитанных с использованием кинематического анализа параметров уступов отстроен новый конечный проектный контур. Ширина и уклон съездов приняты такими же, что и в ранее принятом проек-

Таблица 4

Результаты 3К-моделирования

Результаты расчёта	Вид анализа	
	детерминированный	вероятностный
Рекомендованные значения угла откоса уступа	рис. 4а	рис. 4д
Разница значений рекомендованных и проектных углов откоса уступа	рис. 4б	рис. 4е
Минимальная ширина предохранительных берм	рис. 4в	рис. 4ж
Средний потенциальный объём обрушений на метр простираения борта	рис. 4г	рис. 4з

Таблица 5

Основные сектора карьера

Domain	Subdom	Участок борта	Sector	From	To	BFA		
						FoS = 1.5	FoS = 1.3	PoF = 25
D1	D1	Север	1	157	222	55	65	65
D2	D2_N	Запад	1	55	110	65	65	65
		Северо-Запад	2	111	141	45	50	60
		Север	3	143	177	60	65	65
D3	D3_S	Юг	1	6	54	45	45	50
		Север	1	102	251	65	65	65
D5	D5_U	Восток	2	252	311	45	50	55
		Юг	1	320	30	45	45	50
		Северо-Запад	1	154	161	50	50	60
D5	D5_D	Север	2	162	194	55	55	65
		Северо-Восток	3	196	213	65	65	65
		Восток	4	228	314	45	50	55
		Юг	5	315	14	65	65	65
		Север	1	171	194	55	55	60
D6	D6	Северо-Восток	2	196	213	65	65	65
		Восток	3	228	314	45	50	55
D6	D6	Юг	1	330	30	55	60	60

Domain	Subdom	Sector	From	To	Vol/m			BW			BFA			IRA			BSA		
					FoS = 1.5	FoS = 1.3	PoF = 25	FoS = 1.5	FoS = 1.3	PoF = 25	FoS = 1.5	FoS = 1.3	PoF = 25	FoS = 1.5	FoS = 1.3	PoF = 25	FoS = 1.5	FoS = 1.3	PoF = 25
D1	D1	1	157	222	59	94	88	10	10	10	55	65	65	44	51	51	47	55	55
	D2_N	1	55	110	41	41	41	10	10	10	65	65	65	51	51	51	55	55	55
	D2_N	2	111	141	89	126	201	10	10	10	45	50	60	37	40	48	39	43	51
	D2_N	3	142	142	93	144	157	10	10	10	50	60	65	40	48	51	43	51	55
	D2_N	4	143	177	94	106	157	10	10	10	60	65	65	48	51	51	51	55	55
D2	D2_N	5	178	178	86	127	157	10	10	10	50	60	65	40	48	51	43	51	55
	D2_S	1	6	54	54	90	10	10	10	45	45	50	37	37	40	39	39	43	
	D3_N	1	102	251	83	83	83	10	10	10	65	65	65	51	51	51	55	55	
	D3_N	2	252	278	47	66	86	10	10	10	45	50	55	37	40	44	39	43	47
	D3_S	1	285	311	48	69	89	10	10	10	45	50	55	37	40	44	39	43	47
	D3_S	2	312	319	62	82	98	10	10	10	50	55	60	40	44	48	43	47	51
	D3_S	3	320	342	55	55	86	10	10	10	45	45	50	37	37	40	39	39	43
	D3_S	4	343	354	58	58	58	10	10	10	65	65	65	51	51	51	55	55	
	D3_S	5	355	30	42	42	72	10	10	10	45	45	50	37	37	40	39	39	43
	D3_S	6	31	93	42	61	84	10	10	10	45	50	55	37	40	44	39	43	47
D5	D5_U	1	154	161	24	24	49	10	10	12	50	50	60	40	40	46	43	43	50
	D5_U	2	162	194	19	19	114	10	10	10	55	55	65	44	44	47	47	55	
	D5_U	3	195	195	19	35	114	10	10	10	55	60	65	44	48	51	47	51	
	D5_U	4	196	213	55	55	114	10	10	10	65	65	65	51	51	51	55	55	
	D5_U	5	214	227	67	100	114	10	10	10	50	60	65	40	48	51	43	51	
	D5_U	6	228	314	62	90	117	10	10	10	45	50	55	37	40	44	39	43	
	D5_U	7	315	14	144	144	128	10	10	10	65	65	65	51	51	51	55	55	
	D5_U	8	15	15	101	189	161	10	10	12	55	60	60	44	48	46	47	51	
	D5_U	9	16	33	113	189	161	10	10	12	40	60	60	33	48	46	35	51	
	D5_U	10	34	67	136	189	161	10	10	12	55	60	60	44	48	46	47	51	
D6	D5_D	1	171	194	19	19	48	10	10	12	55	55	60	44	44	46	47	47	
	D5_D	2	195	195	19	35	48	10	10	12	55	60	60	44	48	46	47	51	
	D5_D	3	196	213	55	55	111	10	10	10	65	65	65	51	51	51	55	55	
	D5_D	4	214	227	67	100	111	10	10	10	50	60	65	40	48	51	43	51	
	D5_D	5	228	314	62	90	115	10	10	10	45	50	55	37	40	44	39	43	
D5_D	6	315	339	144	144	119	10	10	10	65	65	65	51	51	51	55	55		
D6	D6	1	308	314	17	17	260	10	10	10	65	65	65	51	51	51	55	55	
D6	D6	2	315	323	128	169	260	10	10	10	50	55	65	40	44	51	43	47	
D6	D6	3	324	329	106	169	50	10	10	12	40	55	60	33	44	46	35	47	
D6	D6	4	330	30	116	37	50	10	10	12	55	60	60	44	48	46	47	51	

Рис. 3. Кинематическая карта карьера в табличном виде

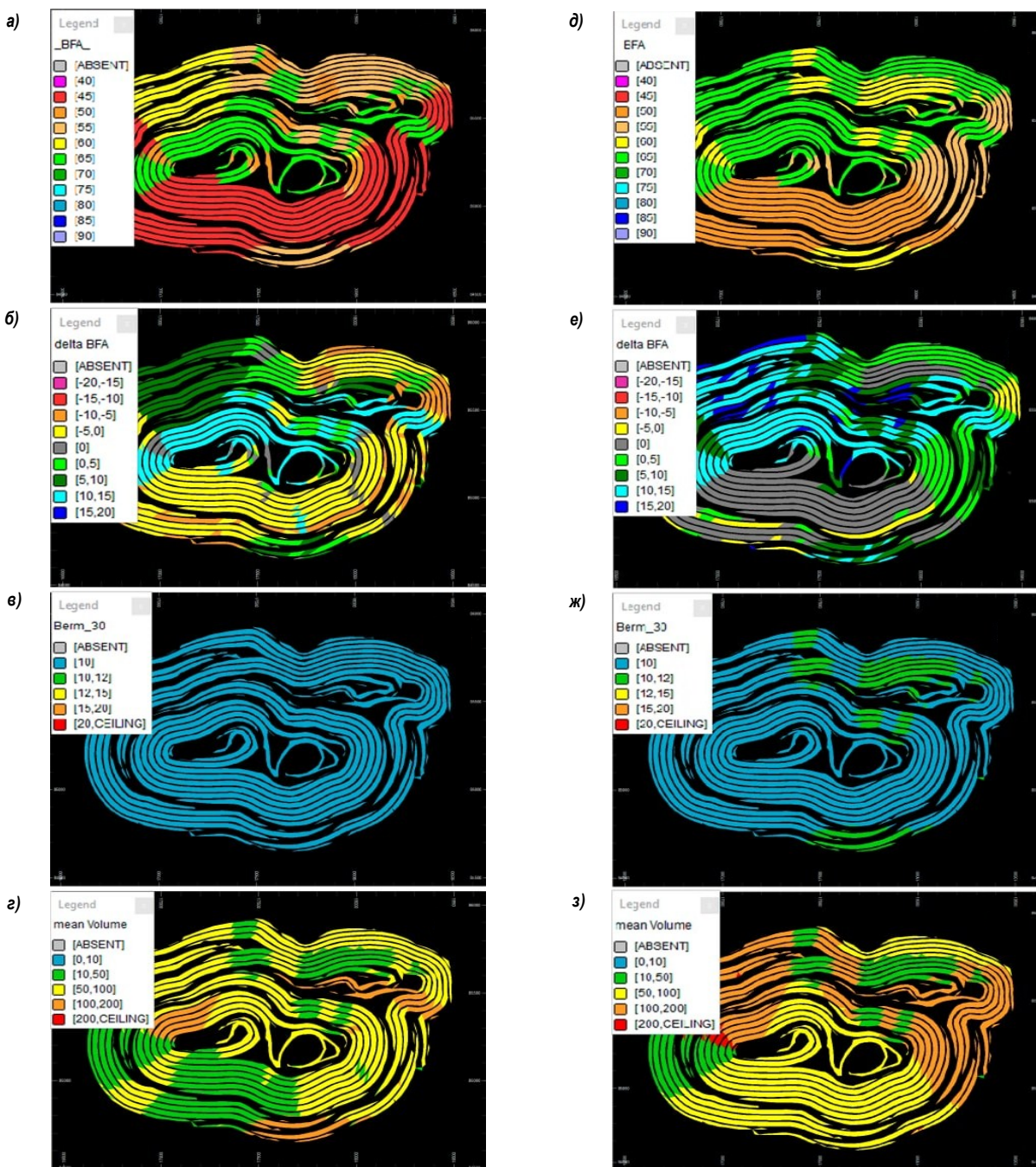


Рис. 4. Кинематическая карта карьера в графическом виде

ном контуре. С использованием ПО Micromine разработана трёхмерная триангуляционная модель карьера. На рисунке (рис. 5а) приведено изображение полученной модели в сравнении с ранее принятым проектным контуром.

Объём выемки в рекомендуемом контуре составит 249,7 млн. м³.

В ранее принятом контуре объём выемки составлял 265,7 млн. м³. Таким образом уменьшение объёма горной массы составит 16 млн. м³.

Благодаря принятым более крутым углам откосов уступов западный борт карьера спроектирован круче на 7° (рис. 4б). Восточный борт тоже будет отстроен несколько круче. Южный борт карьера в целом остался без значительных изменений, так как рекомендуемые параметры уступов совпали с ранее принятыми.

Угол наклона части северного борта карьера стал больше на те же 7° (рис. 4в). Следует отметить, что экономия объёмов вскрыши может быть более значительной. При построении контура карьера учтено наличие рудных тел в северной части дна карьера. На рисунках (рис. 4б и рис. 4в) данные области закрашены красным цветом. Аналогичная ситуация с северо-восточным бортом карьера, там также включены в отработку запасы, имеющиеся в борту карьера.

Таким образом помимо уменьшения объёма горной массы рекомендуемым контуром обеспечивается также отработка большего объёма запасов месторождения.

Контур карьера может быть перестроен от границ дна карьера с сохранением рекомендуемой конструкции бортов, в таком случае

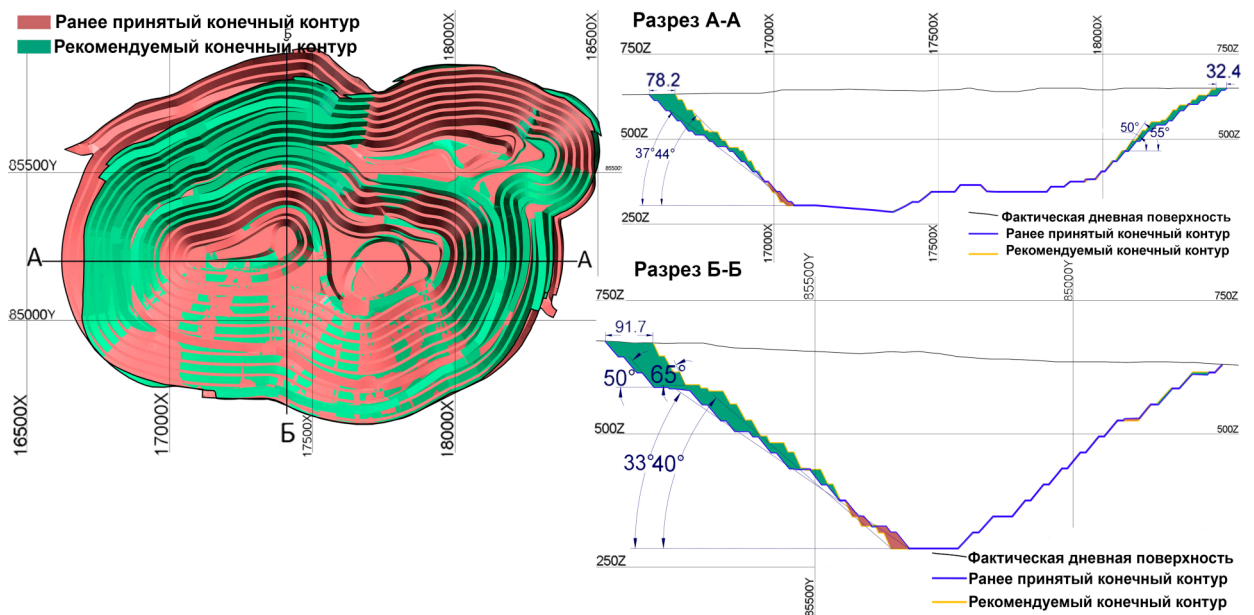


Рис. 5. Трёхмерная модель карьера в рекомендуемом контуре

Результатирующие расчётные свойства пород

Таблица 6

Породы	AL	DL	MET	MET-AL	SL	Ug	PRS
$\gamma, \text{ kN/m}^3$	22,92	26,31	25,83	25,72	25,71	25,53	25,69
$\sigma_{\text{сгс}}, \text{ КПа}$	5402	36468	43304	21396	30803	29676	33116
GSI	51	55	65	63	62	59	62
m_i	5,82	8,21	4,88	2,16	5,23	3,67	4,62
$C_m, \text{ КПа}$	528	1482	1908	1048	1433	1237	1478
$\varphi_{\text{м}}, ^\circ$	16,9	33,11	32,56	20,74	29,92	26,2	29,2
$C', \text{ КПа}$	99	323	269	361	112	338	220
$\varphi', ^\circ$	21,6	25,4	23,5	19,2	25,3	18,7	22,9
Эквивалентные свойства							
$C_{\text{эс}} (k = 0,5), \text{ КПа}$	314	903	1089	704	772	788	849
$\varphi_{\text{эс}}, ^\circ$	19,6	29,4	28,5	20,2	28,3	22,7	26,5
$C_{\text{эс}} (k = 0,8), \text{ КПа}$	185	555	597	498	376	518	471
$\varphi_{\text{эс}}, ^\circ$	21	27	25,7	19,7	26,7	20,4	24,5

будет достигнуто более значительное уменьшение объёмов вскрыши при отработке тех же запасов, что и в ранее принятом контуре.

Оценка устойчивости бортов карьера. Для оценки устойчивости бортов карьера проводятся заверочные расчёты устойчивости методами предельного равновесия, а также методом конечных элементов. На основе этих расчетов определяются также дополнительные параметры, необходимые для проектирования открытого рудника, такие как оптимальные расстояния размещения отвалов от верхней бровки борта карьера. Оценка устойчивости выполняется для рекомендуемого контура карьера, разработанного в соответствии с параметрами уступов, обоснованными на основании результатов 3К-моделирования.

Расчеты устойчивости бортов карьера методом предельного равновесия. В данной работе расчеты выполнены с использованием специального ПО для оценки устойчивости откосов Rocscience Slide2. В табл. 6 приведены все результирующие свойства пород, принятые для расчетов устойчивости.

Переслаивания пород из домена 6 обозначены кодом PRS. Эквивалентные прочностные свойства (прочность по направлению систем трещин [2]), учитывающие прочность породных перемячек между трещинами, рассчитаны при коэффициентах сплошности $k = 0,8$ и $k = 0,5$, соответственно, для напластования и остальных систем трещин (табл. 6).

На рис. 6 приведён план, на котором отмечено положение линий, по которым отстроены разрезы и выполнены расчёты устойчивости. Положение линий выбрано с учётом формы бортов карьера, расположения тектонических нарушений, систем трещин и других факторов, негативно влияющих на устойчивость бортов. На плане показаны границы структурных доменов на поверхности карьера, что делает возможным сопоставление с границами доменов (и участков анизотропии прочностных свойств) на разрезах. В табл. 7 приведены результаты проведенных расчетов устойчивости.

Результаты расчетов устойчивости, представленные в табл. 7 показывают, что запас устойчивости бортов карьера при представленных значениях будет достаточным. Коэффициенты запаса устойчивости по результатам вычислений составляют от 1,68 до 2,02, что превышает рекомендуемое значение $n = 1,3$ [1].

Высокий запас устойчивости борта в районе линии 3-3 обусловлен небольшой высотой борта. На разрезах 6-6 и 5-5 запас устойчивости борта несколько ниже, чем на разрезах 7-7 и 4-4, несмотря на меньшую высоту борта, из-за неблагоприятного залегания трещин и влияния Беспанского разлома. Учитывая, что коэффициенты запаса устойчивости бортов заметно превышают рекомендуемые значения, выполнена оценка возможности размещения отвалов в непосредственной близости к верхней бровке борта, то есть на призме возможного обрушения. Для этого выполнены дополнительные расчеты устойчивости бортов с учетом пригрузки их отвалами. Расчеты проведены для бортов с наименьшим КЗУ (в районе линий 1-1 и 6-6).

Результаты выполненных расчетов показывают, что отвалы могут быть размещены на борту карьера непосредственно на расчётной призме обрушения. Запас устойчивости борта с учётом нагрузки от отвалов будет оставаться достаточным. Коэффициент запаса устойчивости составил 1,47 и 1,49 (снижение на 0,21 и 0,25) соответственно на разрезах 1-1 и 6-6.

По итогам выполненных расчетов рекомендуется принимать высоту отвала не более 100 м при принятых рудником геометрических параметрах отвала: 2 яруса по 50 м высотой с углом откоса 37° и бермой 50 м. Рекомендуемое расстояние от верхней бровки – 27 м (соответствует ширине автомобильного съезда).

Оценка устойчивости бортов карьера численным моделированием. Для проведения расчетов устойчивости бортов карьера использован специализированный программный комплекс

Таблица 7
Результаты расчетов устойчивости бортов карьера

Разрез	Высотные отметки, м		Высота, м	Угол наклона, °	Коэффициент запаса устойчивости
	от	до			
1-1	300	650	350	39	1,68
2-2	300	690	390	40	1,9
3-3	475	725	250	46	2,02
4-4	375	645	270	39	1,81
5-5	340	620	280	33	1,78
6-6	300	630	330	39	1,74
7-7	300	630	330	44	1,85

Midas GTS NX, предназначенный для проведения геотехнических расчетов. Численное моделирование в данной программе производится методом конечных элементов [8, 9].

Для вычисления коэффициента запаса устойчивости бортов используется метод снижения прочности (Strength Reduction Method). Исходя из определения понятно, что метод снижения прочности может работать только для материалов, обладающих пределом текучести. Сходимость итеративного решения в Midas GTS NX может оцениваться с использованием трёх критериев: силового критерия, критерия по перемещениям и энергетического критерия. По умолчанию в программе используется первый и последний критерии. Моделирование выполнено в трёхмерной постановке.

Для того, чтобы выполнить оценку устойчивости нескольких бортов карьера, а не только одного наименее устойчивого, отдельно смоделированы четыре борта (закругления) карьера. То есть модели представляют собой четверти карьера. Такой подход к моделированию является допустимым, так как границы модели представляют собой, по сути, плоскости симметрии напряженно-деформированного состояния в модели. То есть, если выемка является симметричной относительно границ модели, то напряженное состояние воспроизводится без значительных отклонений. В разработанной конечно-элементной модели использованы три вида материалов: линейная упругая модель, нелинейная модель Мора-Кулона (Mohr-Coulomb), анизотропная модель трещиноватого скального массива (Jointed Rock Mass). Часть модели, наиболее удаленная от карьерной выемки задана в виде упругого материала, так как пластические деформации в этой области не ожидаются, при этом упругое поведение наиболее вычислительно эффективно. Прибортовый массив задан анизотропной моделью трещиноватого массива, в которой учитываются направления напластования горных пород. Карьерная выемка, которая на нулевой стадии включена в модель для воспроизведения природного напряженного состояния, задается упругим материалом. Разломы большой мощности воспроизводятся посредством Мор-Кулоновской модели (изотропной). Использование материалов с линейным (Кулоновским) пределом текучести, а не криволинейным по Хуку-Брауну, объясняется необходимостью считать коэффициент снижения прочности, что затруднительно при использовании критерия прочности Хука-Брауна. Особенности деформирования каждого материала приведены в справке по программе [9].

На рис. 7 в качестве примера приведена одна из четвертей, на которой показаны виды материалов и строение модели. Конечно-элементная сетка во всех моделях сгущена в области прибортового массива, где необходимо наиболее точно отразить напряжения и деформации. Валидация модели была выполнена по соответствию природному напряженному состоянию. Природное напряженное состояние смоделировано на нулевой стадии, то есть до начала горных работ, и оценено на соответствие наибольших главных напряжений величине γH . Проверена вертикальность наибольших главных напряжений. Проверена однородность напряженного состояния, которая показывает отсутствие ошибок в топологии элементной сетки, корректность величин деформационных и прочностных характеристик, отсутствие ошибок в задании граничных условий.

Главные напряжения σ_2 и σ_3 по результатам валидации соответствуют ожидаемым величинам $\lambda \gamma H$, где λ – коэффициент бокового распора.

Коэффициенты запаса устойчивости бортов карьера, найденные посредством численного моделирования, приведены в таблице (табл. 9). Точность определения коэффициентов запаса составила 0,05, это соответствует использованному шагу снижения характеристик.

Из табл. 9 можно заметить, что в целом результаты численного моделирования согласуются с результатами расчетов методом предельного равновесия. Результаты моделирования сопоставле-

Таблица 8
Заданные в модели физико-механические свойства пород

Породы	E, КПа	ν	γ , КН/м ³	C_m , КПа	Φ_m , °	G, КПа	C_{eq} , КПа	Φ_{eq} , °
PRS	6882910	0,28	25,69	957	22,70	2688637	471,3	24,5
DL	4694690	0,28	26,31	952	24,73	1833863	903,0	29,4
BRC	6609600	0,28	23,66	56	29,4	2581875	–	–
AL	1477160	0,28	22,92	314	1093	577016	185,0	20,9

Таблица 9
Коэффициенты запаса устойчивости бортов карьера, полученные численным моделированием

№ четверти	Положение округления	Коэффициент запаса устойчивости
1	северо-западное	1,60
2	северо-восточное	2,00
3	юго-западное	1,60
4	юго-восточное	1,60

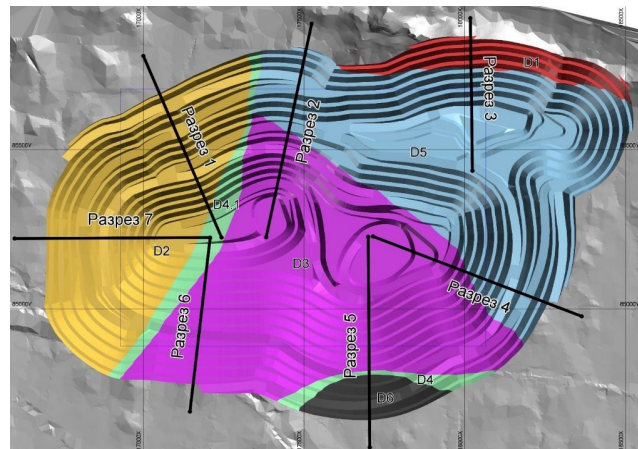


Рис. 6. Трёхмерная модель карьера в рекомендуемом контуре

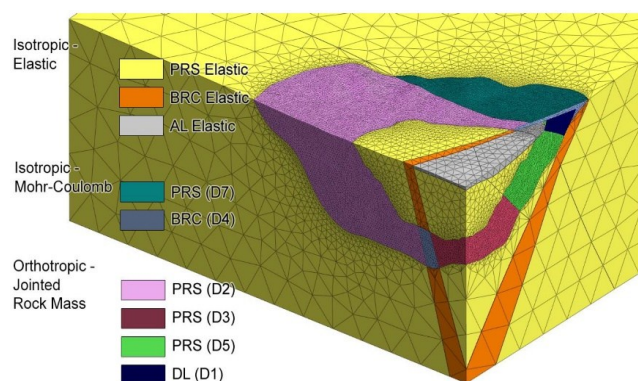


Рис. 7. Пример разделения модели по видам материала (четверть 1)

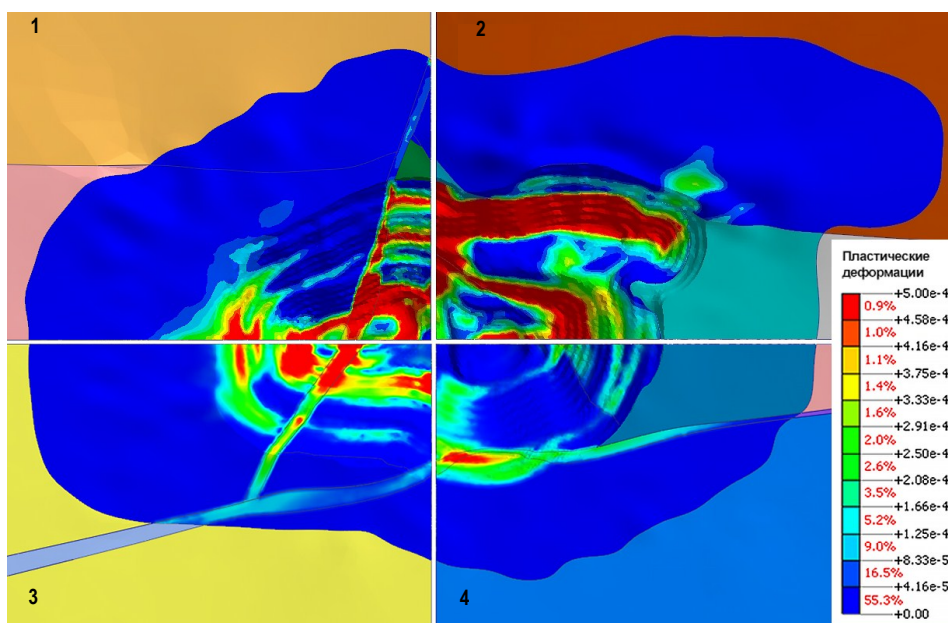


Рис. 8. Участки повышенных пластических деформаций на карьере

ны на едином рисунке, на котором показаны все четверти в плане. Окраска модели выполнена в соответствии с величинами пластических деформаций (рис. 8). На окрашенных красным цветом участках наиболее вероятно протекание деформационных процессов.

Вторая четверть смоделирована с гораздо большим коэффициентом снижения прочности, поэтому и область пластических деформаций на ней больше по площади, следует принимать это во внимание при изучении данного плана. По результатам анализа можно порекомендовать проведение мониторинга на участке борта над Бесапанским разломом на юго-востоке, а также в верхней части западного борта. Большие пластические деформации на субмеридиональном разломе могут означать, что следует ожидать образование осыпей в данной области.

На основе результатов выполненной работы можно сделать следующие выводы:

Рекомендованные на основе 3К-моделирования параметры уступов учитывают фактические характеристики трещиноватости.

Построенная кинематическая карта карьера с учётом всех комбинаций плоскостей систем трещин и откосов уступов позволит выкрутить углы откосов уступов, относительно ранее принятых на величину местами до 20°. Вместе с тем на карте карьера выдели-

лись участки борта, на которых рекомендуется выложить углы откосов уступов, относительно ранее принятых на величину местами до 10°.

Разработанный с учётом уточненных характеристик уступов проектный контур карьера является более экономичным, чем ранее принятый. Уменьшение объёмов вскрыши составит 16 млн. м³ (или 6%). Увеличение генерального угла наклона борта составило до 7°. Вместе с тем достигнуто увеличение запасов, вовлекаемых в добычу.

Результаты расчётов устойчивости оптимизированного борта карьера методом предельного равновесия показывают, что запас устойчивости будет достаточным для безопасной отработки месторождения. Коэффициенты запаса устойчивости по результатам вычислений составляют от 1,68 до 2,02, что выше рекомендуемого критерия приемлемости $n = 1,3$ [1]. Численное моделирование подтвердило результаты расчетов устойчивости методом предельного равновесия. Также моделирование показало, какие участки бортов могут быть наименее устойчивы из-за особенностей напряженного состояния и трещиноватости пород.

Размещение отвалов допустимо непосредственно у бровки бортов карьера при соблюдении рекомендуемых геометрических параметров отвала.

Библиографический список:

1. Джон Рид, Питер Стейси. Руководство по проектированию бортов карьера. Guidelines for open pit slope design. Пер. с англ. А.С. Бентхен А.С. Науч. ред. пер. Макаров А.Б. – Екатеринбург: Правовед, 2015. – 528 с.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов». Зарегистрировано в Минюсте России 18.12.2020 N 61603. 2020 г.
3. Роинишвили Н.М. Защита железнодорожного пути от горных обвалов и осыпей. – М.: «Транспорт», 1973. – 304 с.
4. Persistence and Bench Design. RocPlane Theory Manual. Rocscience Inc., 2019.
5. Gibson W. de Bruyn I.A. and Walker D.J.H. Considerations in the optimisation of bench face angle and berm width geometries for open pit mines, in Proceedings of The South African Institute of Mining and Metallurgy International Symposium on Stability of Rock Slopes, Symposium Series S44 Stability of rock slopes in open pit mining and civil engineering situations, 2006, pp. 557 – 579.
6. Gibson W. & Paul J. Comparison for estimating volume of failed wedges, SRK Consulting (Australasia) 2016, Pty Ltd, Perth, pp. 2-4.
7. Coetsee S. An overview of bench design for cut slopes with an example of an advanced dataset assessment technique, in PM Dight (ed.), Slope Stability 2020: Proceedings of the 2020 International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 731-748.
8. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 221 с.
9. Посobie по расчетам. Midas GTS NX [Текст]. 2021. <http://ru.midasuser.com/web/page.php?no=65>.
10. Hoek E., Brown E.T. Practical estimates of rock mass strength / International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – Vol. 34. – No 8, 1997, pp. 1165-1186.