ООО «Скиентия» ИНН 6686148633
ул. Шейнкмана, стр. 9, офис 65
г. Екатеринбург, 620014, Россия
+7 (922) 203-24-60
info@scientia.ru

УДК: 622.271.3

УТВЕРЖДАЮ:
Управляющий директор ООО «Скиентия»

А.С. Мусихин
«01» января 2026 г.

ОТЧЕТ
О РАБОТЕ

«ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА»

по теме:
Этап 1. Анализ исходных данных и расчёт устойчивости
(промежуточный)
Этап 1
Том 1

Договор № Д-001/2026
От «01» января 2026 г. г.

Екатеринбург 2026

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Ответственный исполнитель	_____ Подпись	Мусихин А.С.
Главный геомеханик	_____ Подпись	Гузеев И.А.
Инженер-геомеханик	_____ Подпись	Федоров Д.А.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3
1 Определения сдвиговых прочностных характеристик трещин 4
1.1 Сопоставление базы данных паспортов деформаций 4
1.1.1 Определение сцепление и угла внутреннего трения по обратным расчетам 4
1.1.2 Проверка сцепления и угла внутреннего трения по крупной деформации . 8
1.2 Алгоритм обеспечения устойчивости бортов карьера 10
1.3 Кинематический анализ возможности формирования деформаций 12
1.4 Методика расчётов кинематическим анализом 19
1.5 Вероятностные расчёты устойчивости уступов в скальном массиве 26
1.6 Проекция результатов расчётов 28
1.7 Изгибное опрокидывание 35
1.8 Рекомендуемые параметры уступов в зоне брекчий диагонального разлома 38
1.9 Рекомендуемые параметры уступов в рыхлой толще 42
2 Кинематический анализ 44
3 Расчёт устойчивости бортов карьера 45
3.1 Методика расчетов устойчивости 45
3.2 Расчётные свойства массива горных пород 47
3.3 Подготовка расчётных моделей и результаты расчетов 53
ЗАКЛЮЧЕНИЕ 59
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ 60
Приложение А. Исходные данные 61
Приложение Б. Дополнительные расчёты 62

ВВЕДЕНИЕ

Отчёт по 4 этапу работы

1 ОПРЕДЕЛЕНИЯ СДВИГОВЫХ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТРЕЩИН

1.1 Сопоставление базы данных паспортов деформаций

1.1.1 Определение сцепление и угла внутреннего трения по обратным расчетам

Для выполнения кинематического анализа и вероятностных расчётов устойчивости уступов необходимо задать сдвиговые прочностные характеристики трещин. К этим характеристикам относятся сцепление (C) и угол внутреннего трения (φ). Параметры определяют сопротивление сдвигу по поверхностям ослабления, которые участвуют в формировании потенциально неустойчивых блоков.

Сдвиговые прочностные характеристики трещин оценены тремя способами:

– по лабораторным испытаниям;
– по обратным расчётам фактических деформаций уступов;
– по составляющим рейтинговых характеристик Jr и Ja.

Лабораторные испытания позволяют определить прочностные характеристики трещин на образцах ограниченного размера. По результатам лабораторных испытаний [1] сцепление составило 3.06 т/м^2, угол внутреннего трения составил 25.6°. Эти значения характеризуют испытанные образцы и не во всех случаях отражают условия сдвига по протяжённым поверхностям ослабления в прибортовом массиве. На величину сцепления могут влиять масштаб поверхности сдвига, наличие локальных участков с низкой прочностью, раскрытие трещин, выветривание и ранее накопленные повреждения массива.

Для уточнения параметров по трещинам выполнены обратные расчёты по фактическим деформациям уступов карьера «Центральный». Обратный расчёт основан на анализе предельного состояния блока в момент развития деформации. При сдвиге блока по трещинам удерживающие силы достигают величины сдвигающих сил. Коэффициент запаса устойчивости для задокументированного случая принимается равным 1.

В рамках критерия Кулона – Мора сопротивление сдвигу по трещине определяется сцеплением и трением:

$$\tau = C + \sigma_n \cdot \mathrm{tg}(\varphi) \tag{1.1}$$

где τ – сопротивление сдвигу по трещине, C – сцепление, σ_n – нормальное напряжение на поверхности трещины, φ – угол внутреннего трения.

Требуемое для равновесия блока сцепление при принятом угле внутреннего трения выражается через коэффициенты A и B, рассчитанные для конкретного блока с учётом его геометрии, объемного веса пород и ориентации поверхностей ослабления:

$$C = B - A \cdot \mathrm{tg}(\varphi) \tag{1.2}$$

Коэффициент B соответствует требуемому сцеплению при отсутствии сопротивления трению, то есть при $\varphi = 0$.

Коэффициент A характеризует снижение требуемого сцепления при увеличении вклада сил трения. Значения обоих коэффициентов определяются расчётной геометрией блока, его весом, площадями и ориентацией поверхностей скольжения, а также распределе-

нием нормальных реакций на этих поверхностях. Для выполнения обратных расчётов проведён анализ фотограмметрических моделей уступов карьера «Центральный» (Рисунка 1.1). В выборку включены фактические деформации, геометрию которых можно восстановить по модели с достаточной полнотой. Для каждого случая определены положение деформированного участка, высота уступа, размеры обрушения, экспозиция откоса и ориентации трещин, участвовавших в формировании блока. Для клиновидных обрушений зафиксированы параметры двух пересекающихся поверхностей ослабления. При наличии выраженной трещины отрыва дополнительно измерено её положение относительно верхней бровки уступа.

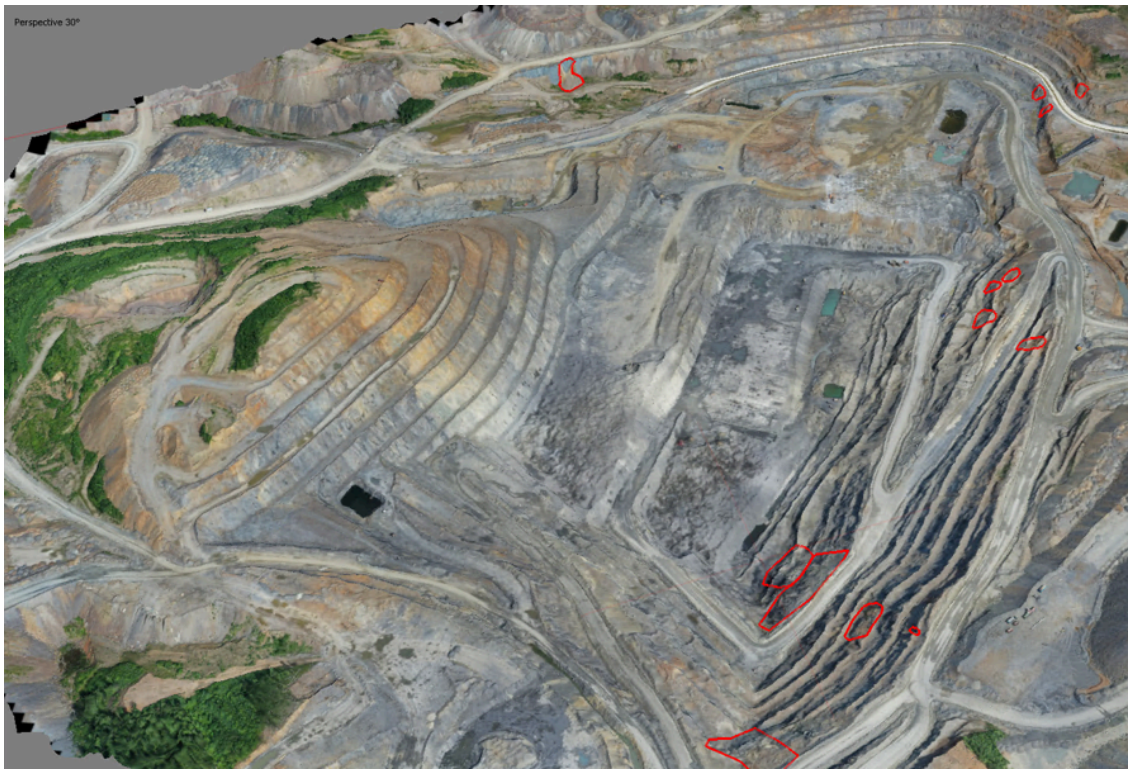


Рисунок 1.1 – Положение задокументированных деформаций на фотограмметрической модели уступов карьера Центральный

На Рисунка 1.2 приведён пример измерения параметров фактической деформации. Контуры блока восстановлены по фотограмметрической модели. Ориентации поверхностей ослабления определены по трещинам, которые ограничивают область деформирования. Экспозиция уступа измерена в пределах участка, непосредственно прилегающего к обрушению.



Рисунок 1.2 – Пример деформаций, выявленных по фотограмметрической модели

Всего проанализировано 7 фактических деформаций. Из них 1 случаев отнесено к плоскому механизму с трещиной отрыва, 5 — к клиновидному механизму, 1 — к клиновидному механизму с трещиной отрыва. Для каждой деформации определены направления трещин, по которым произошло обрушение и высота получаемого кинематического блока. Результаты измерений приведены в Таблице 1.1

Таблица 1.1 – Параметры фактических деформаций, использованные для обратных расчётов

Домен	**Обрушение**			**Откос**		**Система 1**		**Система 2**		**Трещина отрыва**		
Название домена	Название обрушения	Объемный вес, т/м^3	Высота обрушения	Угол падения, °	Азимут падения, °	Угол падения, °	Азимут падения, °	Угол падения, °	Азимут падения, °	Угол падения, °	Азимут падения, °	Расстояние от бровки, м
CD_1	WeT24_1	2.74	10.7	54	120	59	174	41	68	53	296	3
CD_1	We24_2	2.74	11.2	57	123	46	158	71	56			
CD 3	We24 3	2.74	12.3	49	37	62	24	42	67			
CD_1	We24_4	2.74	7.55	40	300	64	278	69	8			
CD_1	We24_5	2.74	10.6	64	298	39	272	77	322			
CD_5	Pl24_6	2.74	4.4	43	177	39	165			81	182	1.4
CD_5	Pl24_7	2.74	4.87	55	184	53	168	65	255			

Pl (Planar) – Плоское обрушение, We (Wedge) – Клиновидное обрушение, T (Tension Crack) – Трещина отрыва

Исходные данные загружены в модуль обратного анализа Digger Slope. Для каждого случая программа сформировала зависимость сцепления от угла внутреннего трения. Совместное рассмотрение полученных зависимостей позволяет определить область значений, согласующуюся с зафиксированными деформациями. Результаты расчётов приведены на Рисунка 1.3.

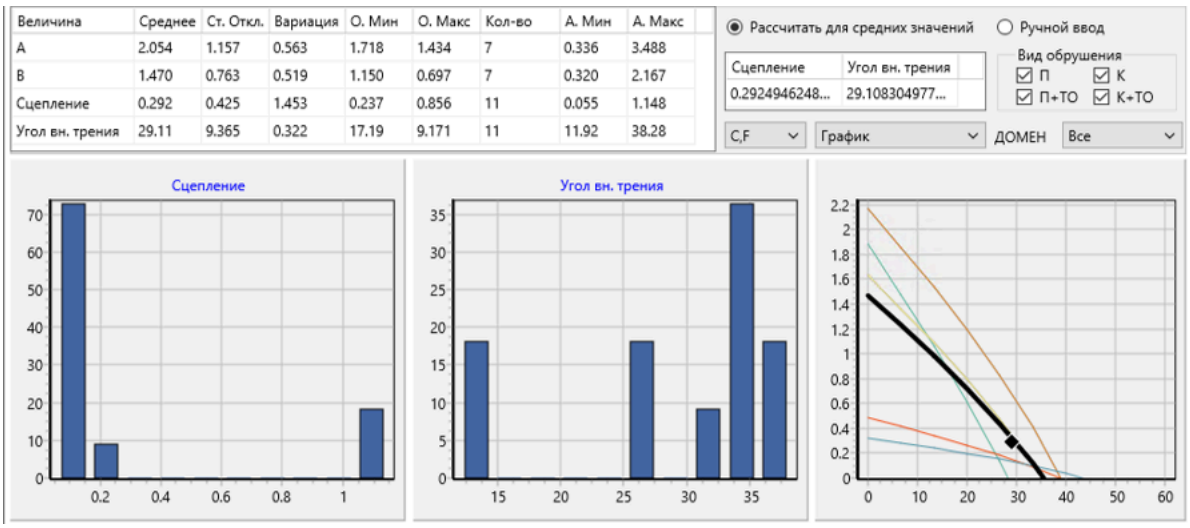


Рисунок 1.3 – Зависимости сцепления от угла внутреннего трения по результатам обратных расчётов фактических деформаций

Коэффициенты A и B определены для каждого случая обратного расчёта по формуле (1.2). Результаты обратных расчётов приведены в Таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Результаты обратных расчётов сдвиговых прочностных характеристик трещин

Название домена	Название обрушения	Тип	Ширина, м	Объем м/м^2^	A	B	КЗУ
CD_1	WeT24_1	К+ТО	3,00	150,9	3,5	3,5	1,186
CD_1	We24_2	К	5,16	92,3	2,3	2,3	0,963
CD_3	We24_3	К	3,18	76,8	2,7	2,7	0,001
CD_1	We24_4	К	5,17	92,3	2,3	2,3	0,001
CD_1	We24_5	К	3,18	76,8	2,7	2,7	0,823
CD_5	Pl24_6	П+ТО	1,40	2,2	0,6	0,6	1,292
CD_5	Pl24_7	К	0,69	1,5	0,3	0,3	1,497

Одновременное использование C и φ, полученных только по результатам обратных расчётов, может привести к завышению вклада сил трения и занижению сцепления. Для снижения неопределённости угол внутреннего трения принят по результатам лабораторных испытаний равным $\varphi = 25.6°$. Такой подход учитывает, что угол внутреннего трения по трещинам менее подвержен масштабному эффекту, чем сцепление. Значение сцепления $C = 0.486$ т/м^2 определено по усреднённой зависимости обратных расчётов при принятом лабораторном значении угла внутреннего трения.

Полученное значение $C = 0.486$ т/м^2 характеризует нижнюю оценку сцепления по фактам деформирования. Обратные расчёты выполнены по участкам, где уже произошло нарушение устойчивости. Поэтому такие расчёты не описывают весь диапазон кинематически возможных блоков, включая блоки, которые при фактическом состоянии работ остались устойчивыми. Предварительные расчёты на фактическое состояние горных работ показали неустойчивые блоки в уступах, которые по наблюдениям на фактическом контуре сохраняют устойчивость. Это указывает, что параметры, полученные только по фактам обрушений, могут быть занижены для расчётов фактического состояния уступов. В связи с этим выпол-

нена оценка угла внутреннего трения по составляющим рейтинговых характеристик J_r и J_a. По результатам сбора данных при картировании и бурении медианное значение J_r составило 1.5, медианное значение J_a составило 3.0. Для оценки использована зависимость [2]:

$$\varphi' = \arctan\left(\frac{J_r}{J_a}\right) \tag{1.3}$$

При $J_r = 1.5$ и $J_a = 3.0$ расчётное значение φ' по уравнению (1.3) составляет 26.5°. Это значение близко к углу внутреннего трения, полученному по лабораторным испытаниям, где $\varphi = 25.6°$. Расхождение между оценками составляет 0.9°. Совпадение этих оценок позволяет использовать лабораторное значение $\varphi = 25.6°$ как обоснованное значение угла внутреннего трения по трещинам для дальнейших расчётов.

Для тех же значений $J_r = 1.5$ и $J_a = 3.0$ по принятой рейтинговой оценке сцепление может быть задано двумя вариантами: среднее значение $C = 2.651$ т/м^2 или минимальное остаточное значение $C = 1.122$ т/м^2. Эти значения занимают промежуточное положение между сцеплением, полученным по обратным расчётам при $\varphi = 25.6°$ ($C = 0.486$ т/м^2), и сцеплением, полученным по лабораторным испытаниям ($C = 3.06$ т/м^2).

Сравнение трёх подходов показывает разный уровень консервативности параметров. Лабораторные испытания дают $C = 3.06$ т/м^2 и $\varphi = 25.6°$. Эти параметры относятся к масштабу образца и могут завышать сцепление для протяжённых поверхностей ослабления в уступе. Обратные расчёты при $\varphi = 25.6°$ дают $C = 0.486$ т/м^2. Эти параметры получены по фактам обрушений и могут занижать сцепление для устойчивых участков фактического контура. Рейтинговая оценка по $J_r = 1.5$ и $J_a = 3.0$ даёт $\varphi' = 26.5°$ и диапазон сцепления $C = 1.122$–2.651 т/м^2.

Для расчётов устойчивости целесообразно разделять расчётные наборы параметров по назначению. Значение $C = 0.486$ т/м^2 при $\varphi = 25.6°$ может использоваться как консервативный набор, отражающий условия фактически деформированных блоков. Значение $C = 1.122$ т/м^2 при $\varphi = 25.6°$ может использоваться как остаточная рейтинговая оценка для расчётов, где требуется учесть прочность трещин без перехода к лабораторному сцеплению. Значение $C = 2.651$ т/м^2 при $\varphi = 25.6°$ может использоваться как средняя рейтинговая оценка при наличии дополнительного подтверждения устойчивостью фактических уступов. Лабораторное значение $C = 3.06$ т/м^2 не рекомендуется использовать как единственное расчётное значение для уступов без проверки масштабного эффекта.

1.1.2 Проверка сцепления и угла внутреннего трения по крупной деформации

Для дополнительной проверки принятых сдвиговых прочностных характеристик выполнен расчёт фактической деформации №14 (Рисунка 1.4). Деформация имеет сложную форму, поэтому её предварительное прогнозирование по стандартной кинематической схеме затруднено. После фиксации деформации в расчёт были заложены фактические направления трещин и сдвиговые прочностные характеристики трещин, принятые по рейтинговой оценке.

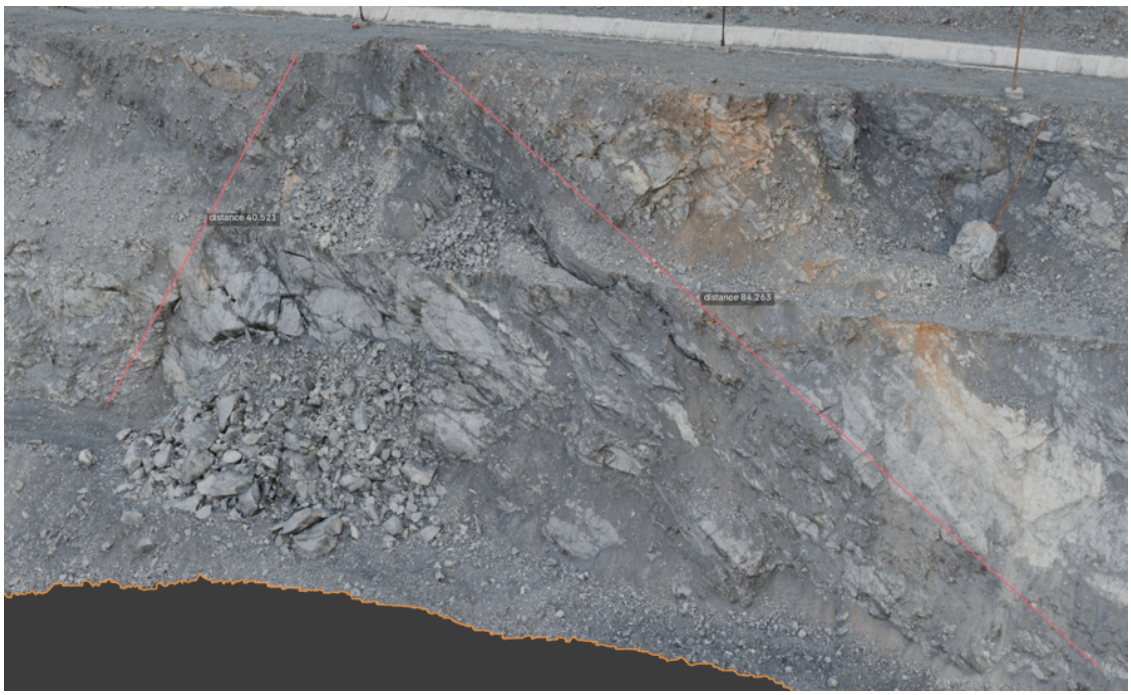


Рисунок 1.4 – Общий вид деформации №14

Расчёт выполнен в программе Swedge по схеме с дополнительной нижней поверхностью скольжения. В отличие от стандартной схемы клина, сформированного двумя пересекающимися поверхностями ослабления, в расчёте учитывается третья поверхность, которая ограничивает блок снизу и участвует в формировании его кинематики. Такая схема позволяет моделировать блоки сложной формы, ограниченные тремя пересекающимися поверхностями ослабления и поверхностью откоса.

В качестве сцепления по трещинам принято значение $C = 2.651$ т/м^2. При исходной геометрии трещин коэффициент запаса устойчивости составил КЗУ $= 1.006$. Полученное значение соответствует состоянию, близкому к предельному равновесию блока.

Фактическое развитие деформации соответствует расчётному состоянию, близкому к предельному. Полного обрушения блока не произошло. На участке раскрылась одна выраженная трещина, после чего развитие деформации не продолжилось. По данным наблюдений блок обрушился по ограничивающим поверхностям ослабления. Расчётная схема восстанавливает состояние блока перед обрушением. Значение КЗУ $= 1.006$ характеризует состояние, близкое к предельному равновесию.

Для оценки чувствительности результата выполнен дополнительный расчёт с небольшим изменением направления трещин. Корректировка геометрии была направлена на лучшее соответствие расчётного блока фактической форме деформации. При такой схеме коэффициент запаса устойчивости снизился до КЗУ $= 0.949$. Полученный результат показывает, что для деформации №14 малое изменение ориентации поверхностей ослабления переводит блок из состояния, близкого к равновесию, в расчётно неустойчивое состояние.

Результаты моделирования (Рисунка 1.5, Рисунка 1.6) подтверждают, что значение $C = 2.651$ т/м^2 не приводит к заведомому завышению устойчивости для деформации №14. При фактической геометрии блок находится в состоянии, близком к предельному, что соответствует наблюдаемому характеру деформации. При уточнении ориентации трещин в

сторону фактической формы деформации расчёт показывает потерю устойчивости. Поэтому средняя рейтинговая оценка сцепления $C = 2.651$ т/м^2 может рассматриваться как допустимая для расчётов фактического состояния уступов при условии проверки чувствительности к ориентации трещин.

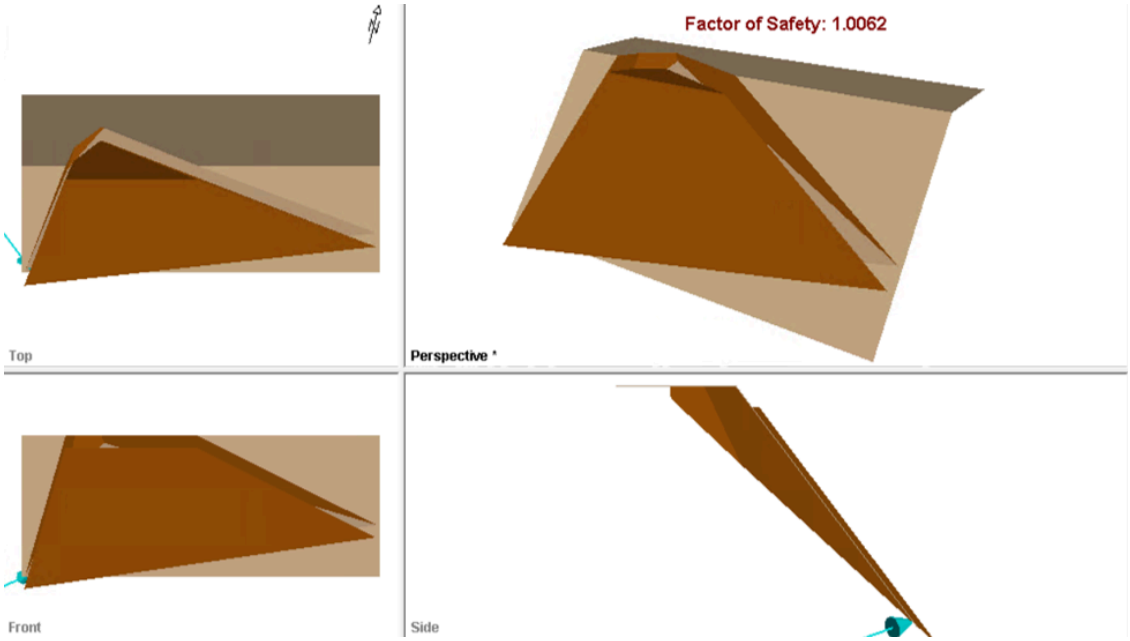


Рисунок 1.5 – Расчёт деформации №14 в Swedge по схеме с базальной поверхностью. Исходная геометрия трещин, КЗУ = 1.006

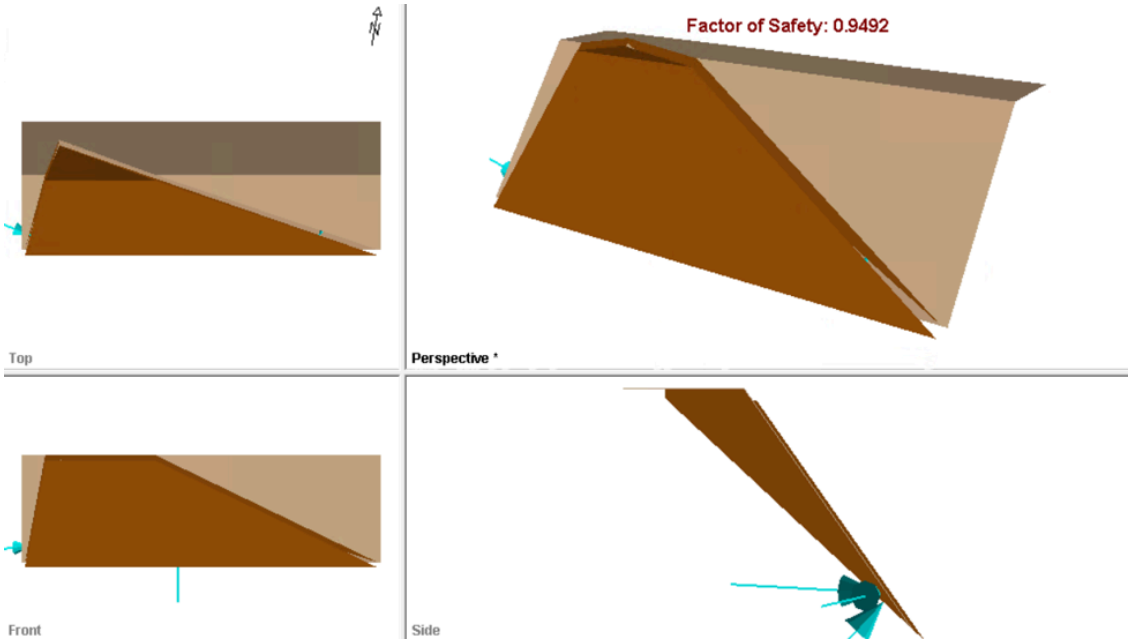


Рисунок 1.6 – Расчёт деформации №14 в Swedge по схеме с базальной поверхностью после уточнения ориентации трещин, КЗУ = 0.949

1.2 Алгоритм обеспечения устойчивости бортов карьера

Обоснование и оценка устойчивости бортов карьера «Центральный-1» выполнены в соответствии с современными международными подходами к проектированию карьера. В соответствии с данным подходом обоснование и построение проектного контура производится в следующей последовательности:

1. обоснование параметров устойчивых уступов (с учетом трещиноватости);
2. обоснование параметров участков борта между съездами;
3. отстройка проектного контура;
4. оценка устойчивости бортов проектируемого карьера.

На Рисунка 1.7 представлена общая схема обеспечения устойчивости бортов карьера, на которой отражены все этапы работ и факторы, принимаемые во внимание на каждом этапе.

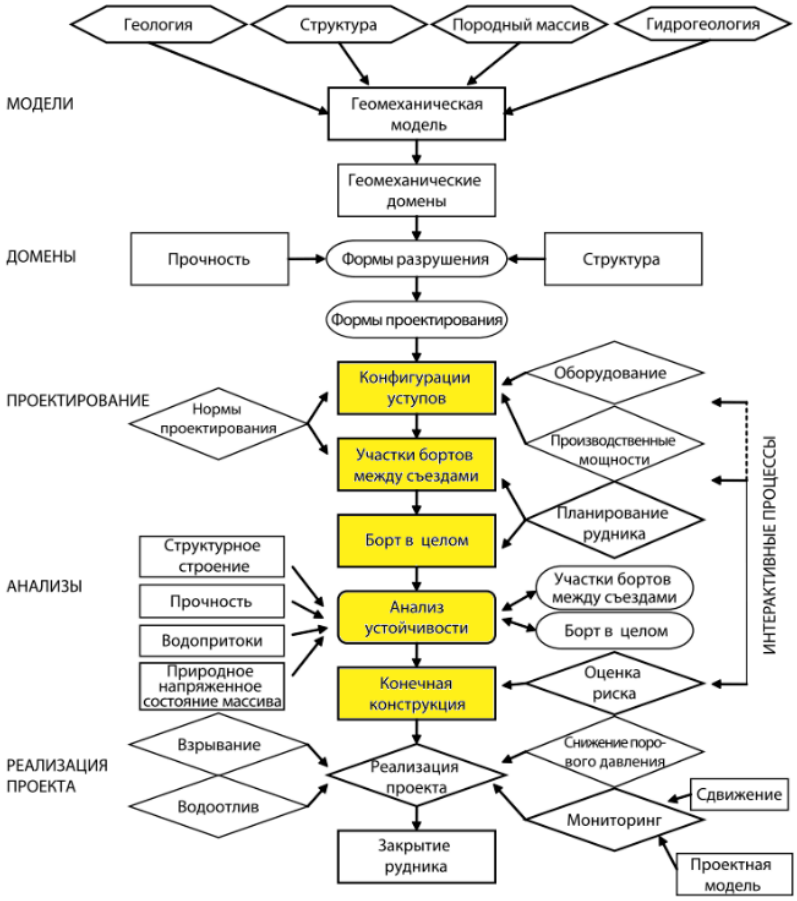


Рисунок 1.7 – Алгоритм обеспечения устойчивости бортов карьера [3]

Жёлтым цветом на схеме (Рисунка 1.7) выделены действия, которые необходимо выполнить на 3 этапе настоящей работы.

Распространённый в постсоветских странах подход предполагает первоначальную оценку устойчивого генерального угла борта карьера, исходя из которого подбираются параметры уступов. В международной практике большее внимание уделяется обоснованию

параметров устойчивых уступов, для чего разработаны различные способы и инструменты анализа. Одними из подобных способов являются кинематический анализ (для расчётных схем 5–7 в терминологии ФНиП «Правила обеспечения устойчивости…» 439 [4]) и вероятностные расчёты устойчивости.

В настоящей работе устойчивость откосов в масштабах уступа и группы уступов оценивается в программном комплексе Digger Slope на основе комплексного кинематического анализа с применением детерминированного и вероятностного подхода.

1.3 Кинематический анализ возможности формирования деформаций

Для оценки структурного контроля деформаций выполнен расчёт кинематической предрасположенности уступов к формированию потенциально неустойчивых блоков. Расчёт использован для разделения поверхности карьера по типу наиболее вероятного кинематического механизма: плоское скольжение, клиновидное скольжение и опрокидывание.

Кинематический анализ не заменяет расчёт устойчивости. Он проверяет геометрическую возможность движения блока при заданной ориентации уступа, ориентации трещин и угле трения по трещинам. В таком расчёте не определяются коэффициент запаса, объём блока, влияние сцепления, давление воды и сейсмическое воздействие. Результат следует рассматривать как вероятность кинематической предрасположенности, а не как вероятность обрушения уступа. Такой подход соответствует трактовке Rocscience DIPS, где результаты кинематического анализа для плоского и клиновидного скольжения описываются как оценка *возможности обрушения*, а не как *вероятность обрушения*.

Исходной геометрической единицей расчёта принят треугольник каркаса карьера. Для каждого треугольника заданы угол падения поверхности уступа SDIP, азимут падения поверхности уступа DIPDIRN и структурный домен DOMAIN. По структурному домену выбираются системы трещин с заданными средними значениями угла падения, азимута падения, разбросами этих параметров и углом трения по трещине. Такой расчёт отвечает на вопрос, какая доля возможных реализаций ориентаций систем трещин попадает в кинематически опасную область для конкретного треугольника каркаса.

Для плоского скольжения использованы три условия. Плоскость трещины должна падать в сторону поверхности уступа, иметь выход в откос и иметь угол падения больше угла трения по трещине. В расчёте это записано как:

$$\begin{cases} \Delta(\alpha_i, \alpha_s) \le L_p \\ \varphi_i < \psi_i < \psi_s^{\mathrm{app}(\alpha_i)} \end{cases} \tag{1.4}$$

где α_i – азимут падения системы трещин, α_s – азимут падения уступа, L_p – боковой предел для плоского скольжения, φ_i – угол трения по системе трещин, ψ_i – угол падения системы трещин, $\psi_s^{\mathrm{app}(\alpha_i)}$ – видимый угол падения уступа в направлении возможного движения. Условия соответствуют стандартной логике планарного кинематического фильтра: критическая зона задаётся дневным выходом, ограничением угла трения и боковыми пределами относительно направления падения откоса. В DIPS боковые пределы обычно задаются в диапазоне 20–30° по эмпирическим наблюдениям.

Для клиновидного скольжения проверяются пары систем трещин. Направление возможного движения задаётся линией пересечения двух плоскостей. Для каждой пары рассчитываются угол падения и азимут линии пересечения. Клин считается кинематически допустимым, если линия пересечения направлена в сторону поверхности уступа, имеет дневной выход через уступ и погружается под углом больше расчётного угла трения:

$$\begin{cases} \Delta(\alpha_{ij}, \alpha_s) \leq 90 \\ \varphi_{ij} < \psi_{ij} < \psi_s^{\mathrm{app}(\alpha_{ij})} \end{cases} \tag{1.5}$$

где α_{ij} – тренд линии пересечения, ψ_{ij} – погружение линии пересечения, φ_{ij} – расчётный угол трения для пары систем. В DIPS для клиновидного скольжения критическая зона определяется пересечениями, которые находятся внутри плоскостного фрикционного конуса и снаружи плоскости откоса. Боковые пределы для клина обычно не применяются, так как вторая плоскость даёт дополнительную степень свободы движения и может работать как поверхность скольжения или поверхность высвобождения.

Отдельно в расчёте учитывается клин со скольжением по одной плоскости. Этот случай соответствует вторичной критической зоне DIPS. В такой зоне линия пересечения выходит в откос, но её погружение не превышает угол трения. Скольжение вдоль линии пересечения тогда не развивается. Блок может быть подвижен, если одна из плоскостей пары проходит планарный критерий без бокового предела, а вторая плоскость ограничивает клин. В отчётной карте этот механизм может быть объединён с клиновидным скольжением, но в расчётных данных он сохранён отдельно, так как механизм движения отличается от первичного клина.

Для изгибного опрокидывания проверяются отдельные системы трещин, падающие в массив. Система считается кинематически неблагоприятной, если её азимут падения близок к направлению, противоположному падению уступа, а угол падения удовлетворяет условию опрокидывания в пределах угла трения:

$$\begin{cases} \Delta(\alpha_i, \alpha_s + 180) \leq L_t \\ \varphi_i > 90 - \psi_s + \psi_i \end{cases} \tag{1.6}$$

где L_t – боковой предел для опрокидывания, ψ_s – угол падения уступа. В DIPS критическая зона flexural toppling задаётся пределом угла трения и боковыми пределами. Боковые пределы для этого механизма являются обязательным параметром.

В настоящем расчёте для месторождения Центральный-1 в качестве механизма опрокидывания принято изгибное опрокидывание. Прямое опрокидывание отдельно не рассчитывалось. Для прямого опрокидывания требуется сочетание двух систем трещин: нижняя система формирует основание кинематического блока, а субвертикальная система разделяет блок на плиты или слои, по которым оценивается возможность опрокидывания. В схеме изгибного опрокидывания проверяется преимущественно субвертикальная система. Основание кинематического блока в этом случае задаётся расчётно как поверхность, перпендикулярная этой системе. Для условий месторождения Центральный-1 при проверке схемы прямого опрокидывания кинематический блок переходил в механизм полного сколь-

жения по нижней системе. Поэтому такие случаи в настоящей работе отнесены к плоскому скольжению, а не к прямому опрокидыванию. Такой подход исключает дублирование одного кинематического сценария в двух классах: опрокидывание отражает участки, контролируемые субвертикальными системами трещин, а скольжение по нижней системе учитывается в классе плоского скольжения.

Для учёта разброса направлений систем трещин применён вероятностный расчёт методом Монте-Карло. Для каждой системы генерируется набор возможных реализаций угла падения и азимута падения. Далее каждая реализация проверяется по кинематическим условиям соответствующего механизма. Вероятность механизма определяется как доля реализаций, прошедших кинематический фильтр:

$$P_M = \frac{N_{\text{critical}}}{N} \tag{1.7}$$

где N – общее число случайных реализаций, N_{critical} – число реализаций, удовлетворивших кинематическому критерию. Использование Монте-Карло в вероятностном анализе устойчивости и кинематической предрасположенности применяется для учёта вариабельности параметров трещиноватости и других исходных данных.

Для каждого треугольника рассчитаны вероятности плоского скольжения, клиновидного скольжения и опрокидывания. Дополнительно определён наиболее вероятный тип кинематического механизма. Он выбран по максимальной вероятности среди механизмов, а не по расчётному объёму блока или коэффициенту запаса. Поэтому итоговая карта показывает не наиболее опасные блоки, а наиболее вероятную форму кинематической предрасположенности для каждого участка поверхности.

Расчёт выполнен автоматизированно для всех треугольников каркаса. Такой подход позволяет перейти от анализа отдельных стереограмм к пространственной оценке всего фактического контура карьера. Для каждого треугольника программа сопоставляет локальную ориентацию уступа со статистическим описанием систем трещин соответствующего структурного домена. На выходе формируются поля вероятности по каждому механизму и поле доминирующего механизма.

Результаты представлены в виде четырёх планов (Рисунка 1.8–Рисунка 1.11).

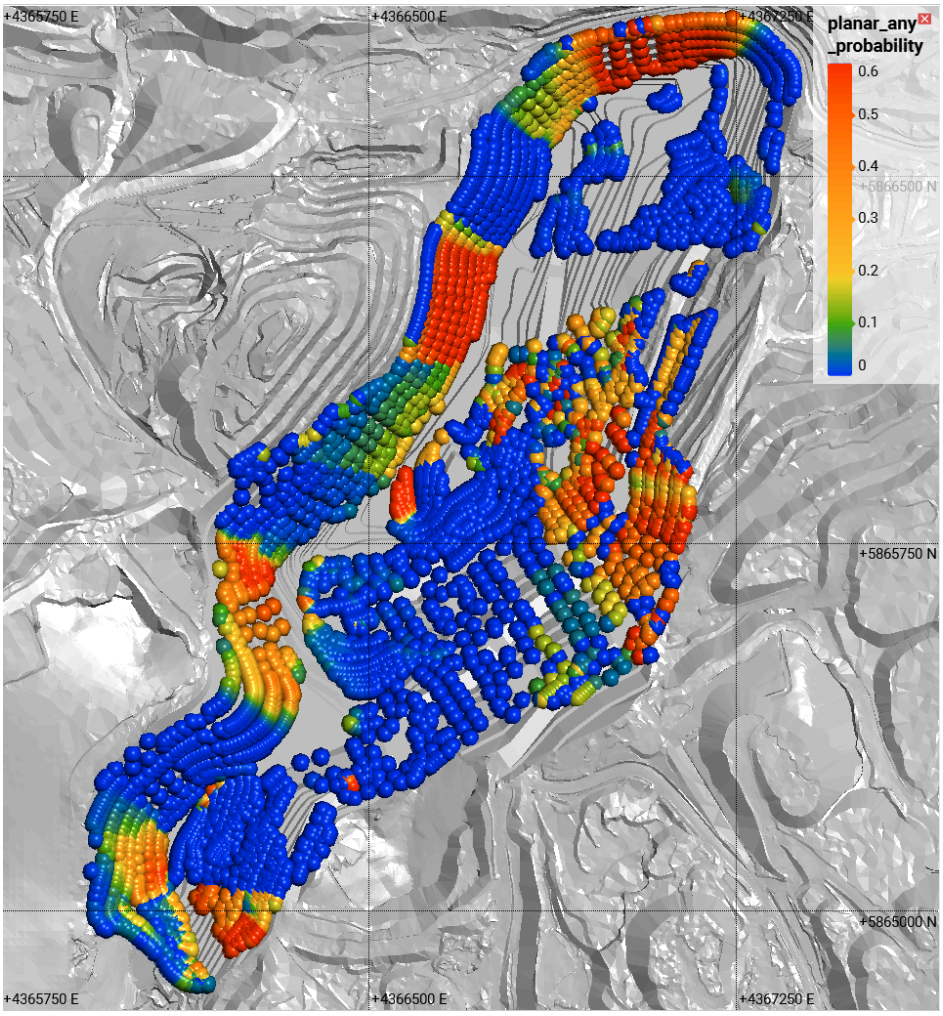


Рисунок 1.8 – Вероятность кинематической предрасположенности к плоскому скольжению, значение в долях

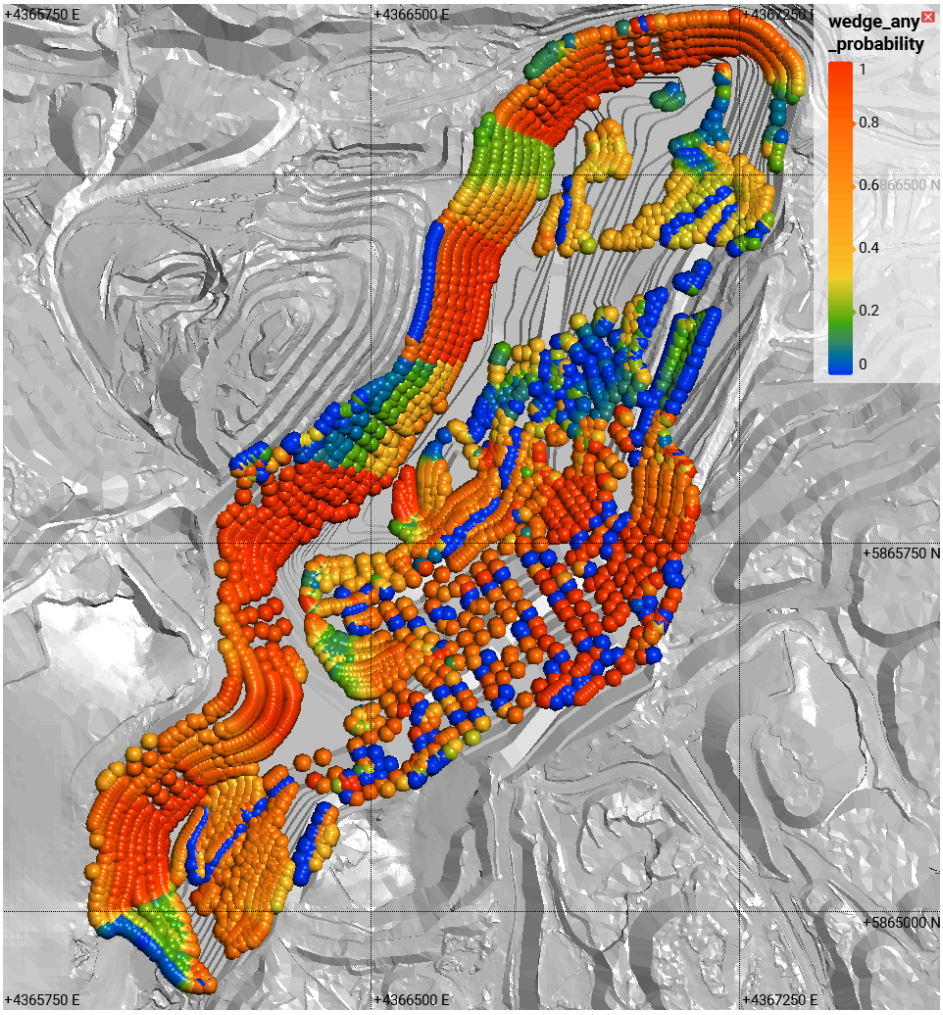


Рисунок 1.9 – Вероятность кинематической предрасположенности к клиновидному скольжению, значение в долях

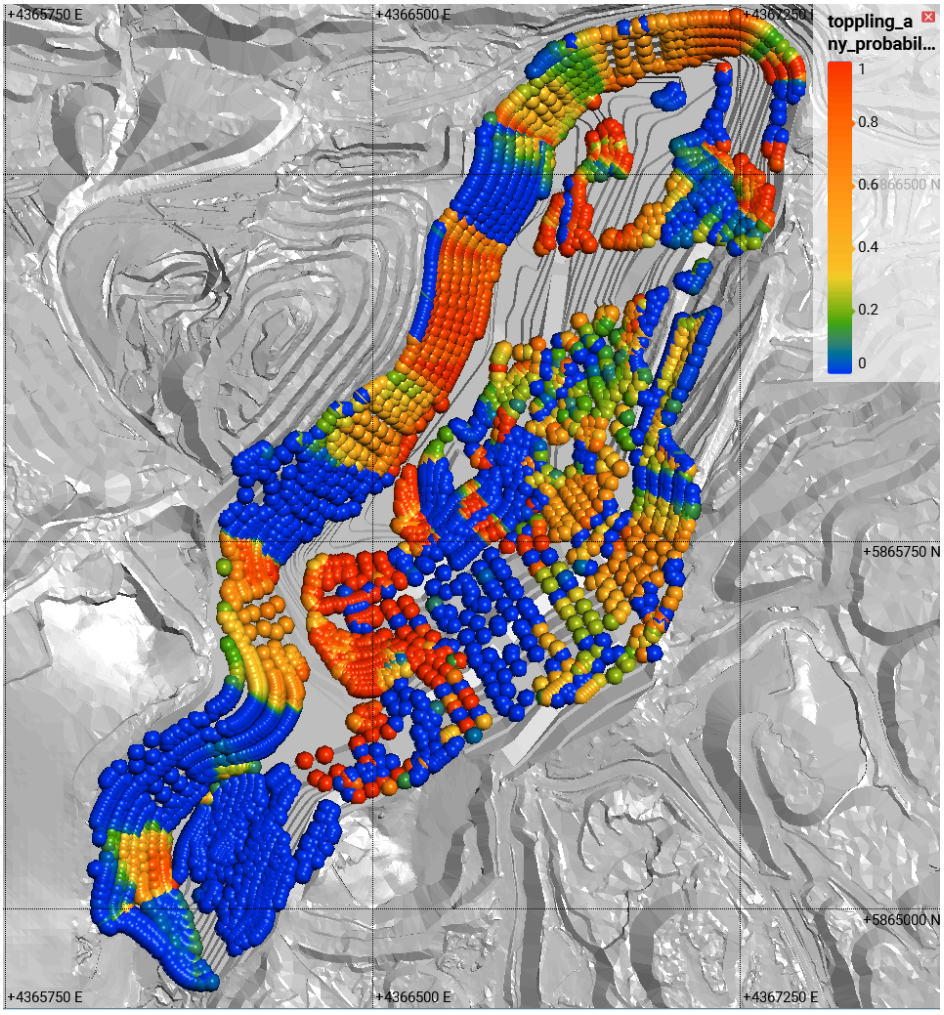


Рисунок 1.10 – Вероятность кинематической предрасположенности к изгибному опрокидыванию, значение в долях

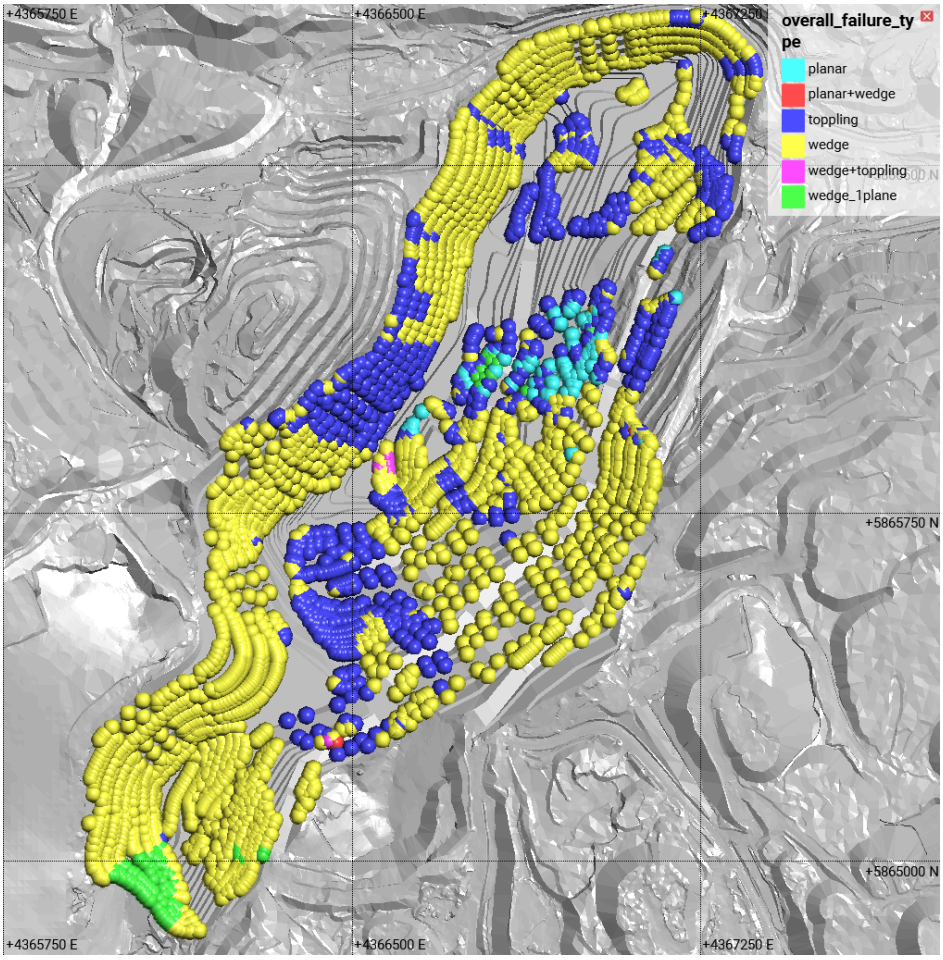


Рисунок 1.11 – Наиболее вероятный тип кинематического механизма

На планах показана вероятность кинематической предрасположенности треугольников каркаса к формированию блоков разного типа. Расчётная вероятность показывает долю реализаций направлений систем трещин, которые удовлетворяют геометрическим условиям выбранного механизма. Эта величина не является вероятностью обрушения и не характеризует коэффициент запаса устойчивости. Она показывает только то, что при заданной ориентации уступа и статистическом разбросе трещиноватости может сформироваться геометрически допустимый блок.

На плане вероятности плоского скольжения цветовая шкала показывает долю реализаций направлений систем трещин, удовлетворивших условиям планарного кинематического фильтра. Повышенные значения соответствуют участкам, где локальная ориентация поверхности согласована с падением одной из систем трещин, а угол падения этой системы находится между углом трения и видимым углом падения поверхности уступа. Низкие значения соответствуют участкам, где трещины не имеют дневного выхода в сторону свободной поверхности, падают под углом меньше угла трения или не попадают в заданный боковой предел относительно направления падения откоса.

На плане вероятности клиновидного скольжения повышенные значения показывают участки, где пары систем трещин часто формируют линию пересечения, направленную в сторону свободной поверхности. Если вероятность близка к 100 %, это означает, что почти все случайные реализации ориентировок соответствующих систем попали в кинематиче-

скую область клиновидного механизма. Такой результат не означает, что на всём участке ожидается фактическое обрушение. Для клиновидного механизма дополнительно требуется, чтобы трещины имели достаточную протяжённость, связность и положение в массиве, а сформированный блок имел неблагоприятное соотношение удерживающих и сдвигающих сил. Эти условия в данной карте не рассчитываются.

На плане вероятности изгибного опрокидывания повышенные значения соответствуют участкам, где одна из субвертикальных систем трещин падает в массив и удовлетворяет предельному геометрическому условию развития опрокидывания. Это означает, что система трещин достаточно крутая относительно откоса и угла трения по трещине. В расчёте для месторождения Центральный-1 отдельно оценивалось только изгибное опрокидывание. Прямое опрокидывание не выделялось как самостоятельный механизм, так как при проверке такой схемы кинематический блок переходил в механизм полного скольжения по нижней системе. Поэтому такие случаи учитываются в классе плоского скольжения, а не в классе опрокидывания.

На плане доминирующего механизма каждому треугольнику назначен тип обрушения с наибольшей вероятностью кинематической реализации. Этот план показывает, какой механизм наиболее вероятен по геометрическим условиям для конкретной локальной поверхности. Он не ранжирует участки по степени опасности и не показывает устойчивость блоков. Для оценки устойчивости в следующей главе выполняется расчёт кинематических блоков с учётом геометрии блока, объёмного веса, сдвиговых прочностных характеристик трещин, давления воды в трещинах и граничных поверхностей, отделяющих блок от массива.

Результаты следует интерпретировать с учётом того, что расчёт выполнен по треугольникам каркаса карьера. В каркас входят не только откосы уступов, но и бермы, транспортные съезды, участки заоткоски и другие поверхности с локальной ориентацией, отличающейся от откоса уступа. Поэтому на одном борту могут чередоваться треугольники с высокой и низкой вероятностью одного механизма. На крутых треугольниках, ориентированных в сторону неблагоприятных систем трещин, вероятность может быть близка к 100 %. На более пологих треугольниках съездов и берм те же системы трещин могут не иметь дневного выхода или не выполнять условие по видимому углу падения поверхности, поэтому вероятность снижается до 0 % или близких значений.

В первую очередь следует рассматривать зоны, где высокая вероятность кинематической предрасположенности совпадает с фактическими деформациями, неблагоприятной геометрией уступа или участками, важными для ведения горных работ. Карта кинематической предрасположенности задаёт геометрический фильтр для такого анализа, но не заменяет расчёт устойчивости.

1.4 Методика расчётов кинематическим анализом

В соответствии с [3, 4] районирование по возможным механизмам деформирования прибортового массива (кинематический анализ) выполняется на основе доменов, выделен-

ных по природным факторам с учетом расположения карьера. Один и тот же район, выделенный по природным факторам (структурный домен), для откосов с разным простиранием может деформироваться по различным схемам. В связи с этим природный домен разделяется на расчётные области, в которых предполагаются разные механизмы деформирования откосов. Выбор расчётных областей при проведении кинематического анализа производится в масштабе уступа (поверхности ослабления представлены структурами мелкого порядка – системами трещин, слоистостью).

Кинематический анализ определяет неблагоприятные системы трещин при разных направлениях падения откосов. Основными схемами деформирования уступов в скальных трещиноватых породах являются плоская, клиновидная и опрокидывания.

Главной особенностью и преимуществом программы Digger Slope, в которой выполнен расчёт устойчивости уступов, отличающей её от других аналогичных программ, является возможность работы с несколькими структурными доменами и интервалами азимутов наклона бортов одновременно. Это позволяет комплексно и при этом детализированно анализировать всё месторождение. Кроме того, следует отметить выполнение расчётов несколькими методами, как детерминистическими, так и вероятностными. Благодаря этому при обосновании параметров уступов обеспечивается перекрёстный контроль результатов. ПО Digger Slope позволяет посчитать устойчивость уступов при различных механизмах обрушения, таких как клин, клин с трещиной отрыва, плоское обрушение и плоское обрушение с трещиной отрыва.

Оценка устойчивости уступов карьера в программе выполняется методами, основанными на теории предельного равновесия, в соответствии с которой устойчивость уступов обеспечивается при условиях, когда отношение удерживающих сил, действующих по поверхности ослабления в прибортовом массиве, к сдвигающим силам по этой поверхности составляет не менее величины нормативного коэффициента запаса устойчивости.

Пример сил, действующих на уступ для схемы плоского обрушения, приведён на Рисунка 1.12.

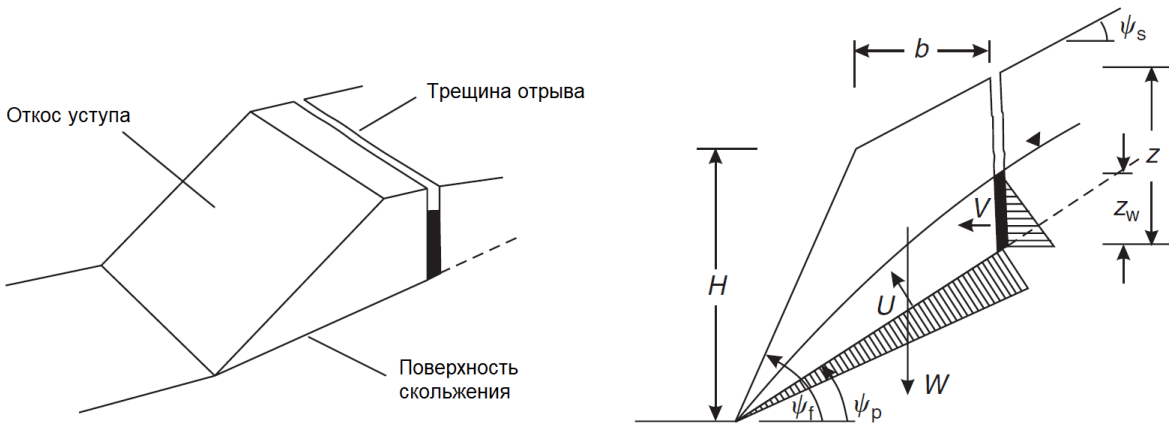


Рисунок 1.12 – Геометрия плоского обрушения

(H – высота откоса, ψ_f – угол откоса уступа, ψ_p – угол падения поверхности скольжения, ψ_s – угол наклона бермы, b – расстояние до трещины отрыва от бровки уступа,

z – глубина трещины отрыва, z_w – уровень обводнённости уступа, U – давление воды на поверхности скольжения, V – давление воды в трещине отрыва)

При этом коэффициент запаса устойчивости вычисляется по формуле:

$$\text{КЗУ} = \frac{cA + \left(W\cos\psi_p - U - V\sin\psi_p\right)\ \text{tg}\ \varphi}{W\sin\psi_p + V\cos\psi_p} \tag{1.8}$$

Развёрнутые формулы для всех видов обрушений (схем деформирования) уступов приведены в работе [5].

Вероятностный метод используется для учёта влияния изменчивости факторов. Оценка вероятности обрушения откоса основана на многовариантных расчётах его коэффициентов запаса устойчивости при различных сочетаниях исходных данных (например, прочностные характеристики массива горных пород, параметры трещиноватости) в пределах их изменчивости. Вероятность обрушения определяется как отношение количества вариантов с коэффициентом запаса менее единицы к общему количеству вариантов расчётов.

Расчёт устойчивости откосов проводился в границах доменов по сетке с шагом по азимуту падения откосов в 20 градусов и углу падения в 5 градусов.

В нашем случае в расчёте участвуют 11 структурных доменов, которые содержат в себе до 8 систем трещин различного типа. В Таблице 1.3 представлены исходные данные для загрузки в ПО Digger Slope.

Таблица 1.3 – Направления и разбросы систем трещин в структурных доменах

Домен	**Система**	**Угол падения**	**Азимут падения**	**Разброс по углу падения**	**Разброс по азимуту падения**
CD_1	1	70	151	51	60
CD_1	2	70	96	20	25
CD_1	3	48	299	22	26
CD_1	4	89	286	23	15
CD_2	1	87	285	46	45
CD_2	2	53	100	34	42
CD_2	3	70	55	40	29
CD_2	4	78	175	19	18
CD_2	5	80	329	12	17
CD_3	1	48	74	31	78
CD_3	2	85	211	28	44
CD_3	3	68	258	25	28
CD_3	4	59	15	32	37
CD_3	5	54	217	20	41
CD_3	6	76	168	10	10
CD_4	1	60	176	41	43
CD_4	2	83	5	35	40
CD_4	3	54	247	31	37
CD_4	4	89	102	21	32

Продолжение таблицы 1.3

Домен	Система	Угол падения	Азимут падения	Разброс по углу падения	Разброс по азимуту падения
CD_5	1	86	8	53	60
CD_5	2	67	296	38	41
CD_5	4	88	69	18	11
CD_5	5	51	173	46	63
CD_7	1	81	155	30	29
CD_7	2	71	316	23	26
CD_7	3	63	280	42	39
CD_7	4	43	133	30	42
CD_7	5	81	23	18	35
CD_8	1	51	20	51	32
CD_8	2	58	177	47	44
CD_8	3	65	273	31	61
CD_8	4	29	309	28	54
CD_10	1	80	134	40	33
CD_10	2	61	258	43	18
CD_10	3	44	294	22	28
CD_10	4	61	321	22	20
CD_10	5	82	273	14	13
CD_11	1	43	15	43	40
CD_11	2	36	294	41	51
CD_11	3	75	126	34	62
CD_11	6	79	20	12	16
CD_11	7	73	248	21	30
CD_11	8	77	278	21	22

Для каждого узла сетки определялись следующие величины:

– BFA – максимальный устойчивый угол откоса уступа, град.
– IRA – угол между съездами или геотехническими бермами, град.
– BSA – угол откоса стека (для группы из уступов между съездами), град.
– Vol/m – средний объём вывалов на метр простирания борта, м^3
– BW – минимальная ширина бермы, м
– Sector – сектор (участок борта карьера с одинаковым расчётным BFA)
– From – начальный азимут падения откоса уступа в секторе, град.
– To – конечный азимут падения откоса уступа в секторе, град.
– BH – высота уступа (Bench height)

Принятые в расчётах параметров уступов обозначения пояснены также на Рисунка 1.13.

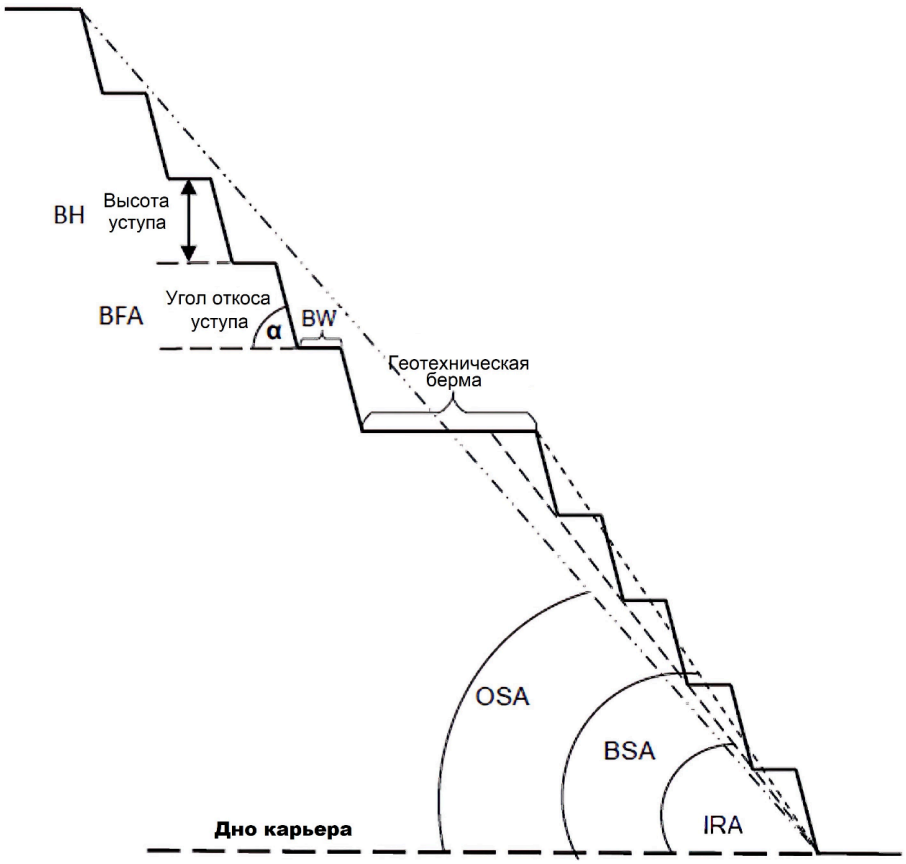


Рисунок 1.13 – Пояснение по принятым обозначениям элементов конструкции борта карьера

Ширина предохранительной бермы BW при детерминированном способе расчёта устойчивости уступов определяется исходя из следующего условия:

$$\mathrm{BW} = \max \begin{cases} 0.2\ \mathrm{BH} + 4 \\ B_o + B_n \\ B_o + B_{\text{об}} \end{cases} \tag{1.9}$$

где $\mathrm{BH} = 30$ м – высота уступа ($0.2\ \mathrm{BH} + 4 = 10$ м), B_o – ширина осыпи, м, B_n – ширина бермы для задерживания падающих камней, м, $B_{\text{об}} = 4$ м – минимальная ширина рабочей части бермы, достаточная для безопасного размещения и работы оборудования по очистке берм от осыпей.

Величины B_o и B_n рассчитываются согласно ФНиП [6]:

$$\mathrm{W} = \max \begin{cases} 0.2 \cdot \mathrm{BH} + 4.5 \\ B_o + B_{\text{р}} + B_{\text{эф}} \end{cases} \tag{1.10}$$

где $B_{\text{р}}$ – ширина развала после деформации с вышележащего уступа, м, $B_{\text{эф}}$ – эффективная ширина бермы (оставшаяся часть бермы после осыпи и развала вышележащего уступа), 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.

На Рисунка 1.14 приведена схема, поясняющая описанные параметры.

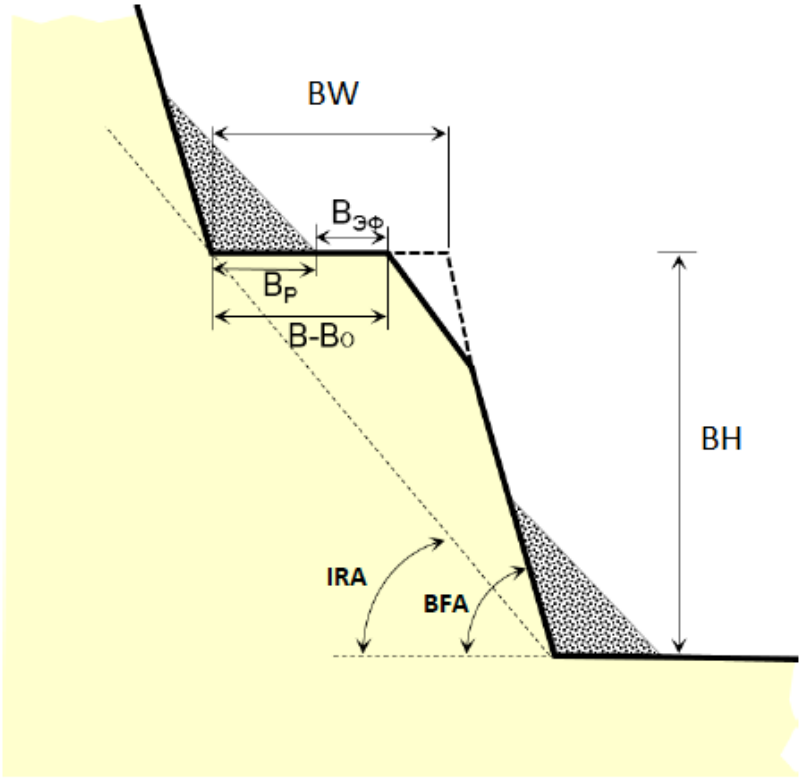


Рисунок 1.14 – Схема определения ширины предохранительной бермы при вероятностной оценке устойчивости уступов

Для расчёта устойчивости в обоих случаях использован диапазон азимутов и углов падения, соответствующих расположению расчётных уступов в каждом домене (Рисунка 1.15). Каждому треугольнику на каркасе присвоены координаты центра, значения азимута и угла падения, а также указано название домена. То есть каркас преобразован в таблицу с необходимыми для расчёта параметрами.

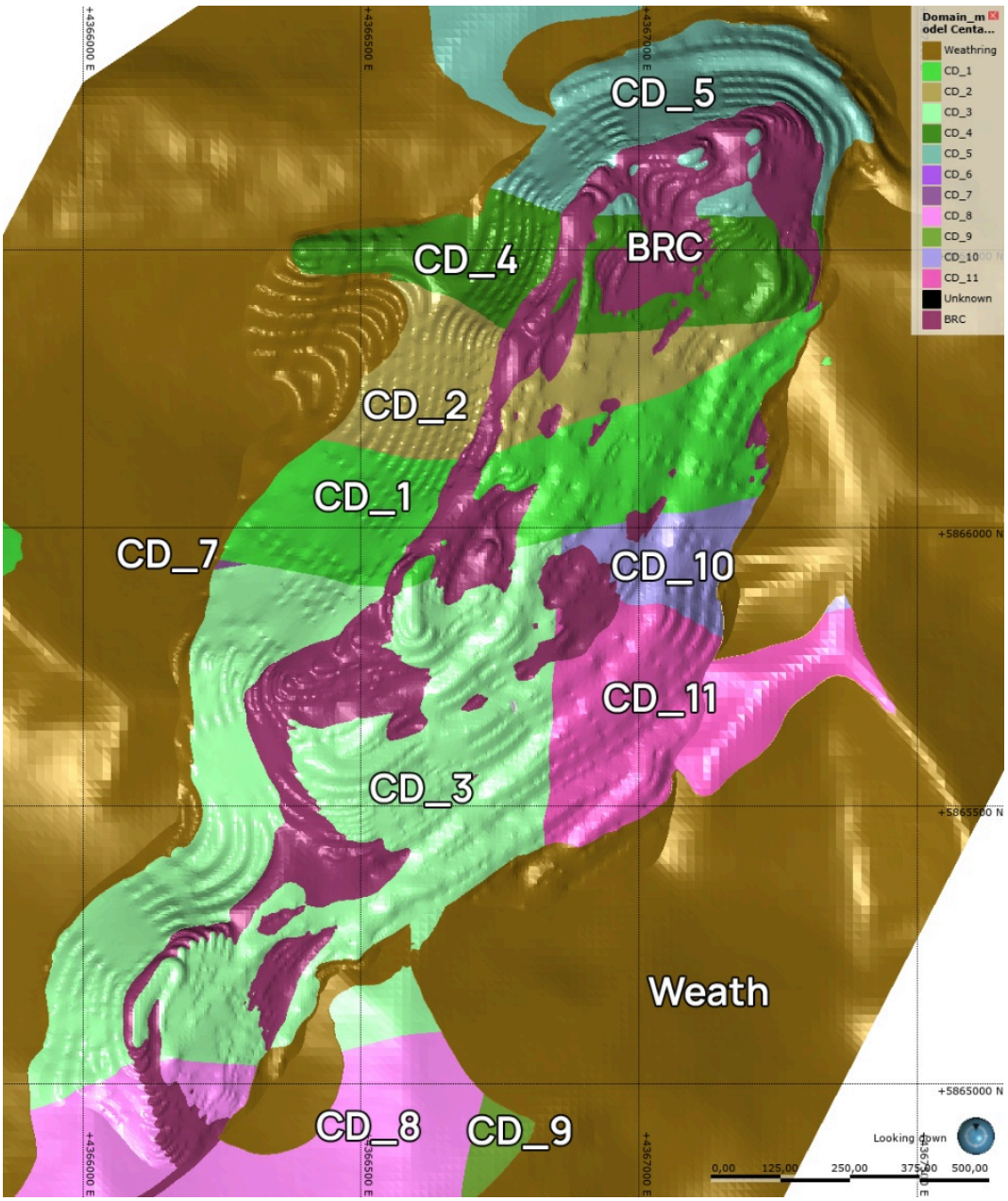


Рисунок 1.15 – План карьера с границами структурных доменов

Отметим, что при проведении расчётов были приняты следующие ограничения в отношении входных данных и результатов расчётов.

– Минимальная ширина и высота обрушения – 1 м. Это ограничение требуется для исключения небольших обрушений, сопоставимых по размеру с осыпями.

– Максимальная ширина обрушения принята равной расчётной ширине бермы (BW). Данное ограничение обеспечивает физически корректное воспроизведение механизма обрушений уступов.

– Максимальная протяжённость трещины принята равной 17 м на основании результатов картирования по фотограмметрическим моделям, отражающим факты обрушений и трещинообразования [1].

– Длина обрушений вдоль верхней бровки уступа не может быть больше 90 м. Максимальная протяжённость обрушения вдоль верхней бровки уступа принята равной 90 м как консервативный верхний предел, допускающий формирование единого кинематического блока при последовательном объединении нескольких трещин.

Далее, после проведения вычислений, участки борта с одинаковым расчётным углом откоса уступа (BFA) объединялись в сектора карьера (сектора проектирования).

1.5 Вероятностные расчёты устойчивости уступов в скальном массиве

Результаты расчётов представлены в Таблице 1.4. Для каждого структурного домена в таблице приведены минимально допустимая ширина предохранительной бермы, угол откоса уступа, угол откоса группы уступов между транспортными съездами и прогнозный объём обрушения. При выборе рекомендуемых параметров одновременно применялись два критерия: допустимая вероятность обрушения уступа («PoF $\leq 30 \sim \%$) и коэффициент запаса устойчивости (FoS ≥ 1.05).

Допустимая вероятность обрушения принята в соответствии с требованиями ФНиП № 439 для вероятностной оценки устойчивости уступов при эксплуатации и техническом перевооружении карьера. Для данного масштаба расчёта нормативное значение коэффициента запаса устойчивости при вероятностном подходе не установлено. Значение FoS ≥ 1.05 принято дополнительно в качестве проектного критерия отбора расчётных решений.

Вероятность обрушения характеризует долю расчётных реализаций, в которых коэффициент запаса устойчивости не превышает 1. При этом допустимое значение «PoF само по себе не исключает отдельные конфигурации уступов, для которых расчётный коэффициент запаса устойчивости при базовом сочетании исходных параметров близок к состоянию предельного равновесия. Дополнительное условие FoS ≥ 1.05 исключает такие сочетания параметров из рекомендуемых решений и обеспечивает запас относительно предельного состояния уступа.

Для большинства расчётных секторов дополнительное ограничение по FoS не определяет итоговые параметры уступов, поскольку выполнение условия «PoF $\leq 30 \sim \%$ обычно сопровождается более высокими значениями коэффициента запаса устойчивости. Ограничение используется для исключения отдельных пограничных случаев. Все рекомендуемые параметры, приведённые в Таблице 1.4, удовлетворяют обоим принятым критериям.

Таблица 1.4 – Параметры секторов проектирования

Домен	Сектор	От	До	BFA	BW	BH	IRA	Vol/m	FoS	PoF	Risk
CD_1	1	270	330	55	8	20	42	26	1.411	13	2
CD_1	2	330	270	65	8	20	49	0	8.821	0	1
CD_2	1	70	150	55	8	20	42	20	2.615	8	1
CD_2	2	150	70	65	8	20	49	0	1.979	0	1
CD_3	1	10	30	50	8	20	39	16	3.961	10	1
CD_3	2	30	130	55	8	20	42	28	1.456	15	2
CD_3	3	130	170	65	8	20	49	0	2.203	0	1
CD_3	4	170	230	60	9	20	44	24	1.345	25	2
CD_3	5	230	10	65	9	20	48	25	1.129	29	2
CD_4	1	170	210	60	8	20	46	0	1.769	0	1
CD_4	2	210	270	65	9	20	48	26	1.129	28	2

Продолжение таблицы 1.4

Домен	Сектор	От	До	BFA	BW	BH	IRA	Vol/m	FoS	PoF	Risk
CD_4	3	270	290	60	8	20	46	26	1.41	28	2
CD_4	4	290	170	65	8	20	49	21	1.762	21	2
CD_5	1	130	150	65	10	20	46	30	1.057	24	2
CD_5	2	150	210	55	8	20	42	27	2.254	12	2
CD_5	3	210	230	65	10	20	46	29	1.057	28	2
CD_5	4	230	130	65	8	20	49	0	1.911	0	1
CD_7	1	90	150	55	9	20	41	36	1.155	18	2
CD_7	2	150	170	50	8	20	39	29	1.552	7	1
CD_7	3	170	90	65	8	20	49	0	2.024	0	1
CD_8	1	50	270	65	8	20	49	24	1.409	23	2
CD_8	2	270	310	45	8	20	36	59	1.123	14	2
CD_8	3	310	330	65	8	20	49	0	1.763	0	1
CD_8	4	330	50	60	8	20	46	73	1.147	28	2
CD_10	1	250	330	50	8	20	39	28	1.284	23	2
CD_10	2	330	250	65	8	20	49	18	2.084	21	2
CD_11	1	50	250	65	8	20	49	0	1.871	0	1
CD_11	2	250	270	45	8	20	36	35	1.487	2	1
CD_11	3	270	50	50	8	20	39	49	1.057	20	2

На Рисунка 1.16 проиллюстрировано распределение углов откосов уступов (BFA) по секторам проектирования карьера. На данном рисунке графически представлены результаты расчётов угла откоса уступа из Таблице 1.4. По аналогии с диаграммами трещиноватости на данных графиках используются круговые диаграммы, по окружности которых измеряется азимут падения откоса уступа, от центра к краю графика – допустимый угол падения. Данные углы должны быть использованы для проектирования карьера, а графическое их представление удобно тем, что показывает, в каком секторе карьера какой угол необходимо принять.

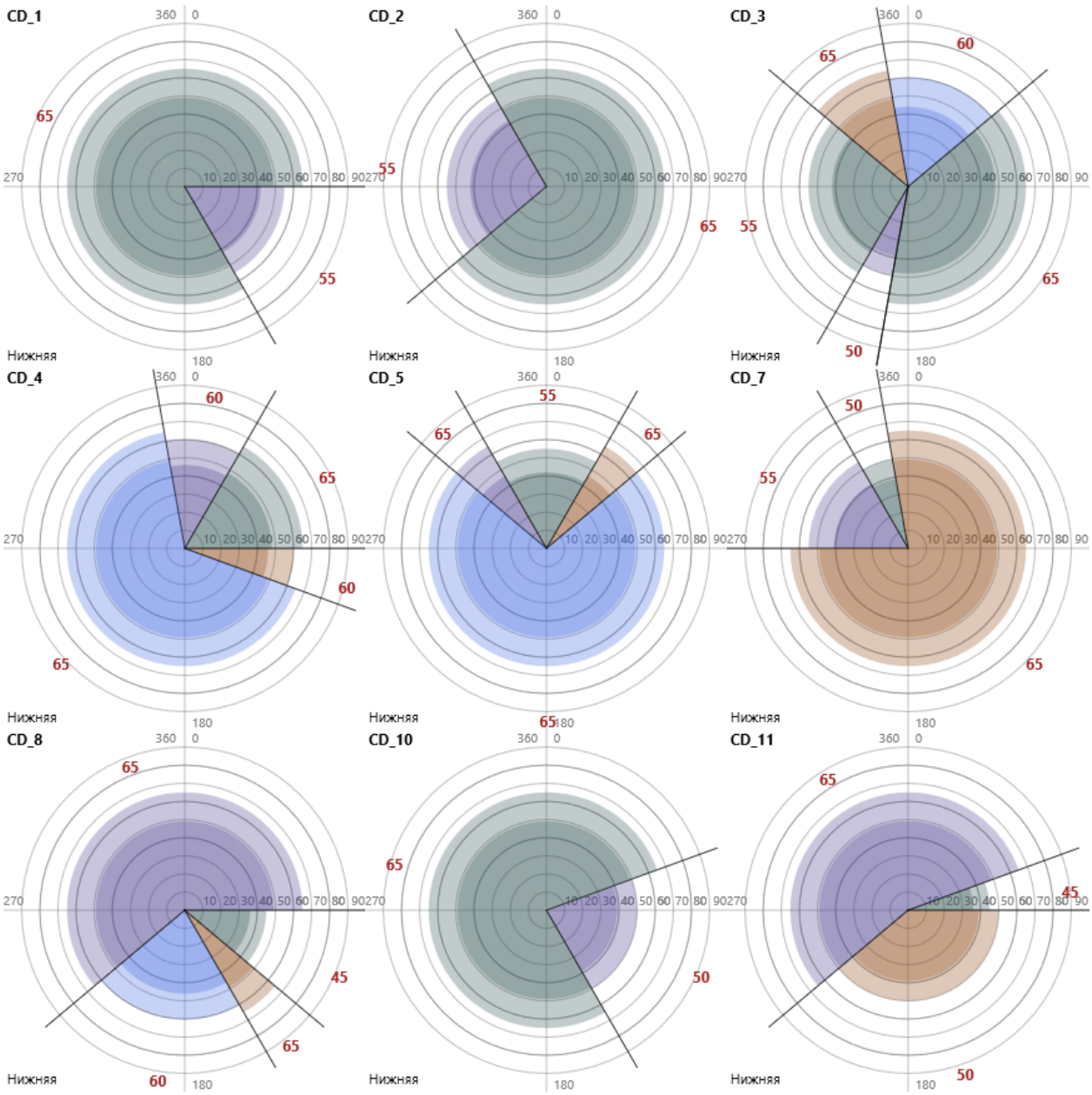


Рисунок 1.16 – Максимальный устойчивый угол откоса уступа (BFA) по секторам проектирования

1.6 Проекция результатов расчётов

Пространственное распределение расчётных параметров проектных уступов по бортам карьера показано на Рисунка 1.17–Рисунка 1.22. На них отображено, какие значения угла откоса уступа (BFA) и ширины бермы (BW) следует принимать для отдельных участков проектирования с учётом их положения и ориентировки.

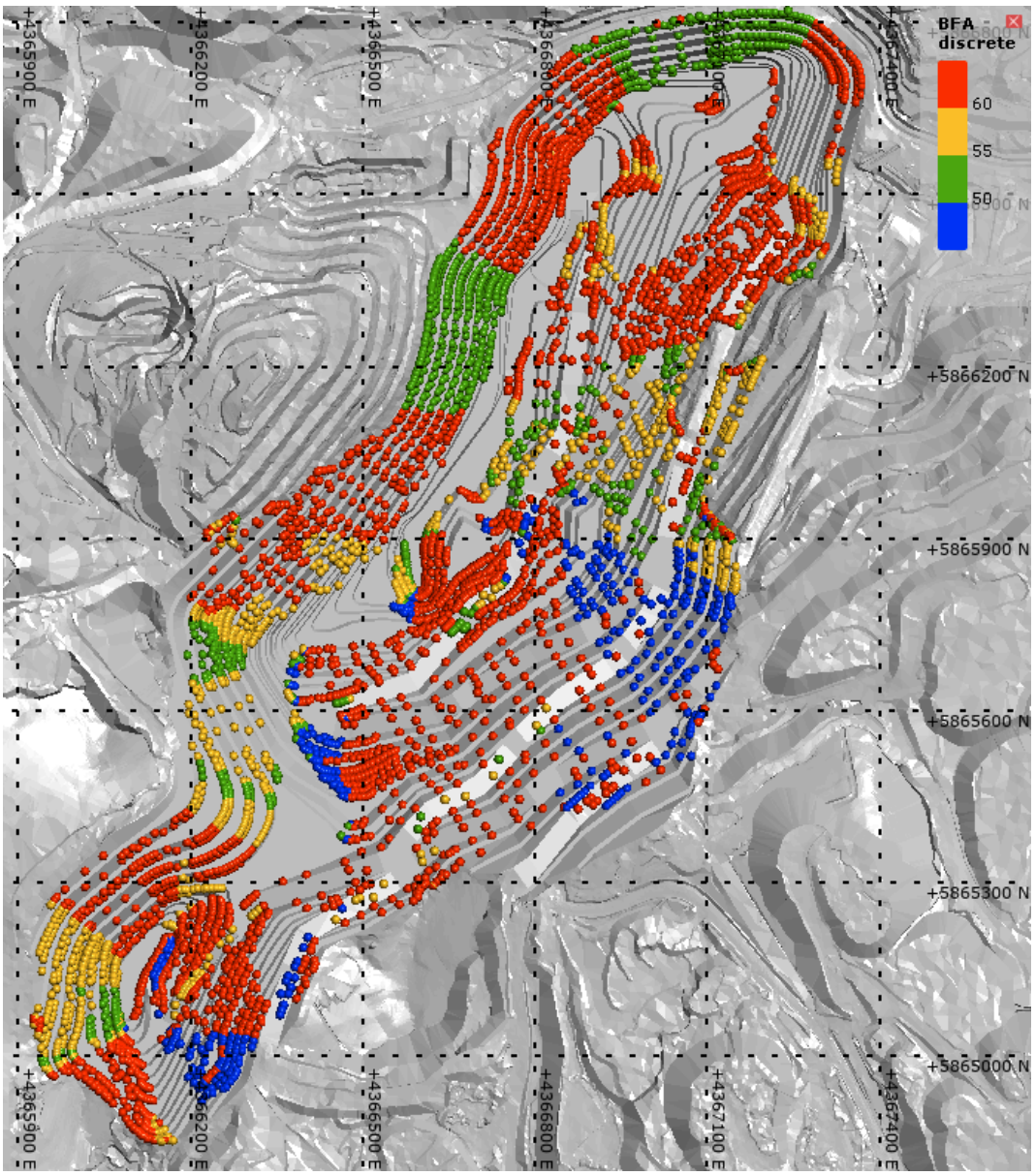


Рисунок 1.17 – Рекомендуемый угол откоса уступа

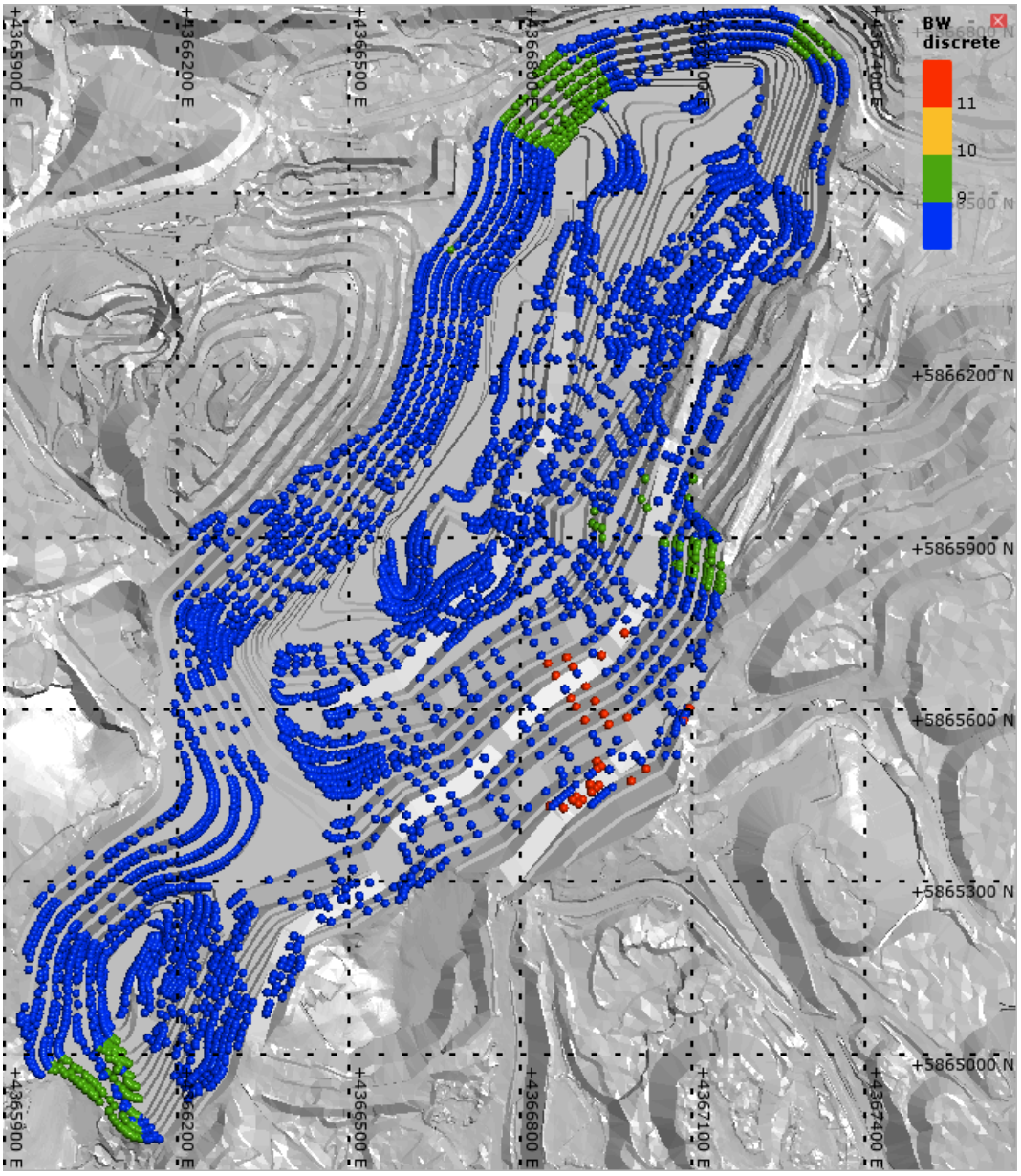


Рисунок 1.18 – Рекомендуемая ширина бермы

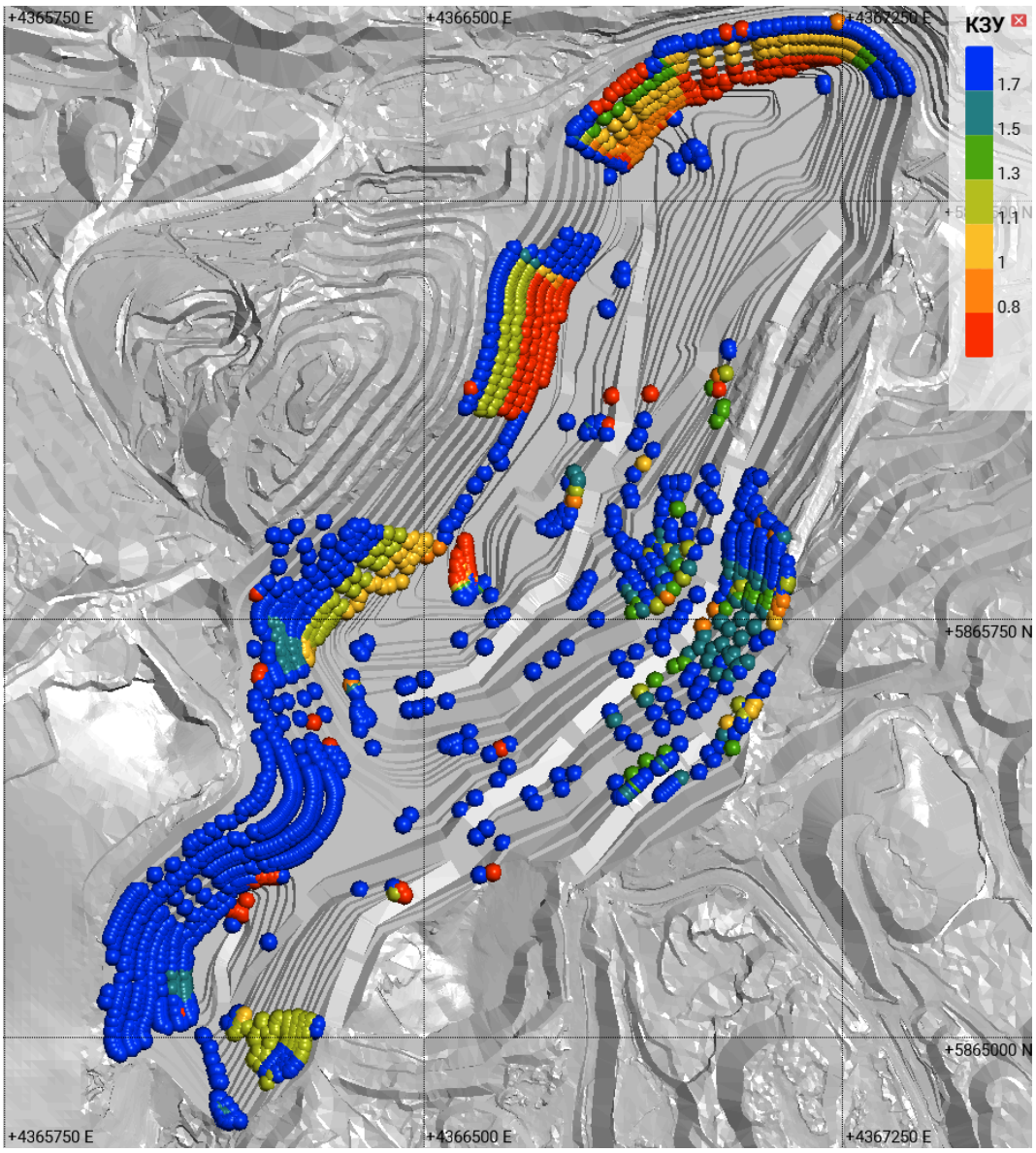


Рисунок 1.19 – Коэффициент запаса устойчивости

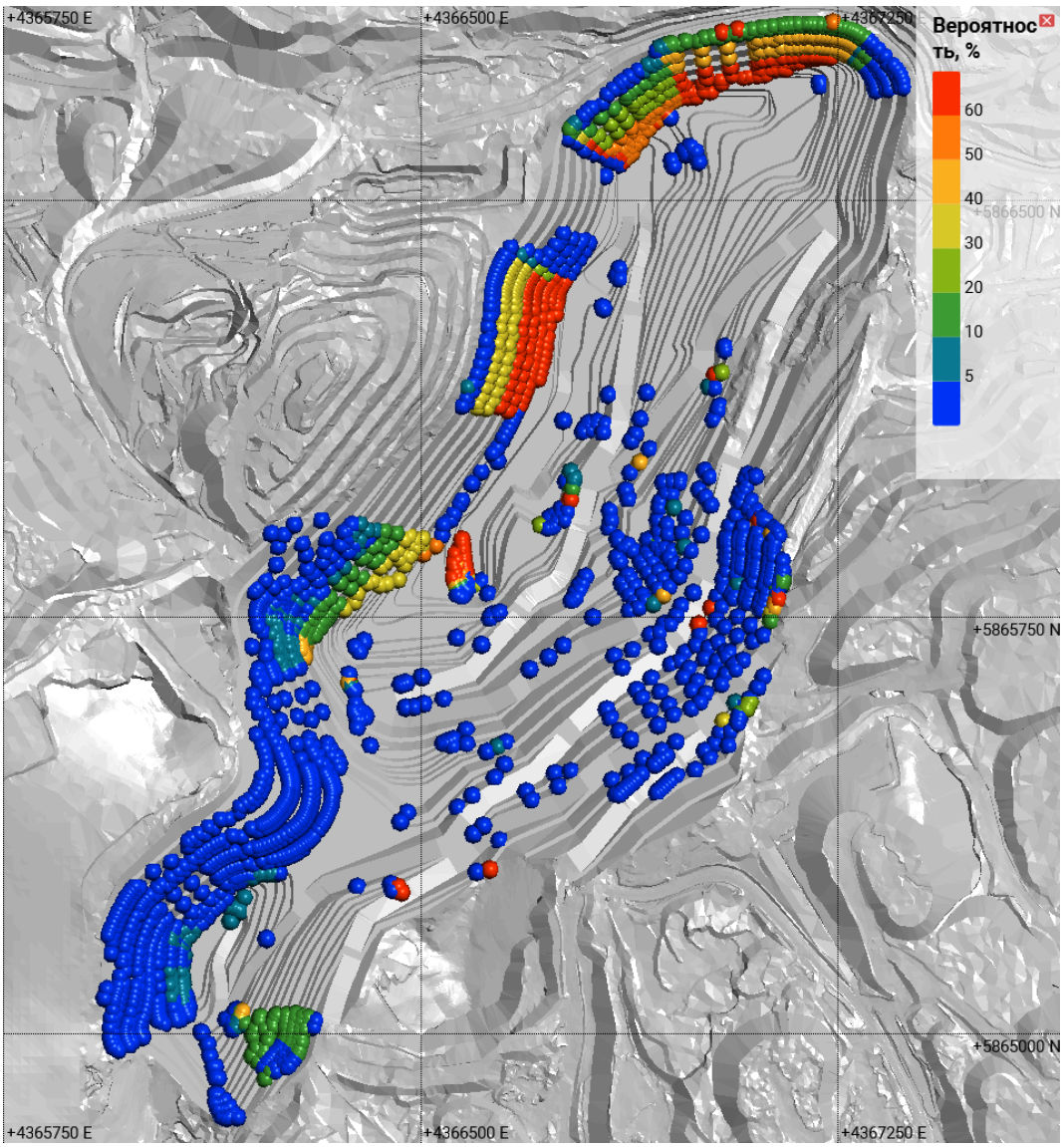


Рисунок 1.20 – Вероятность обрушения

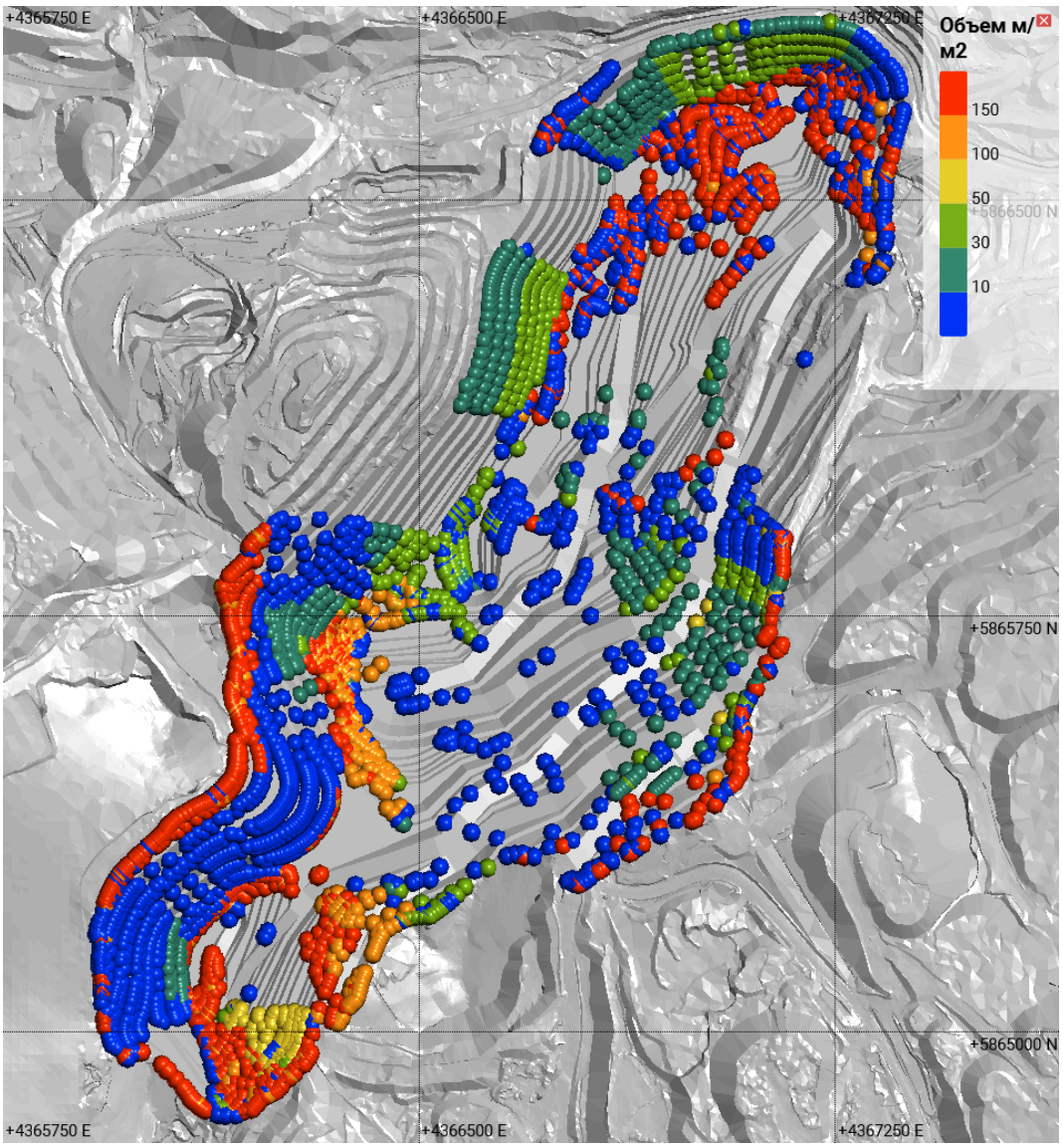


Рисунок 1.21 – Объём обрушения

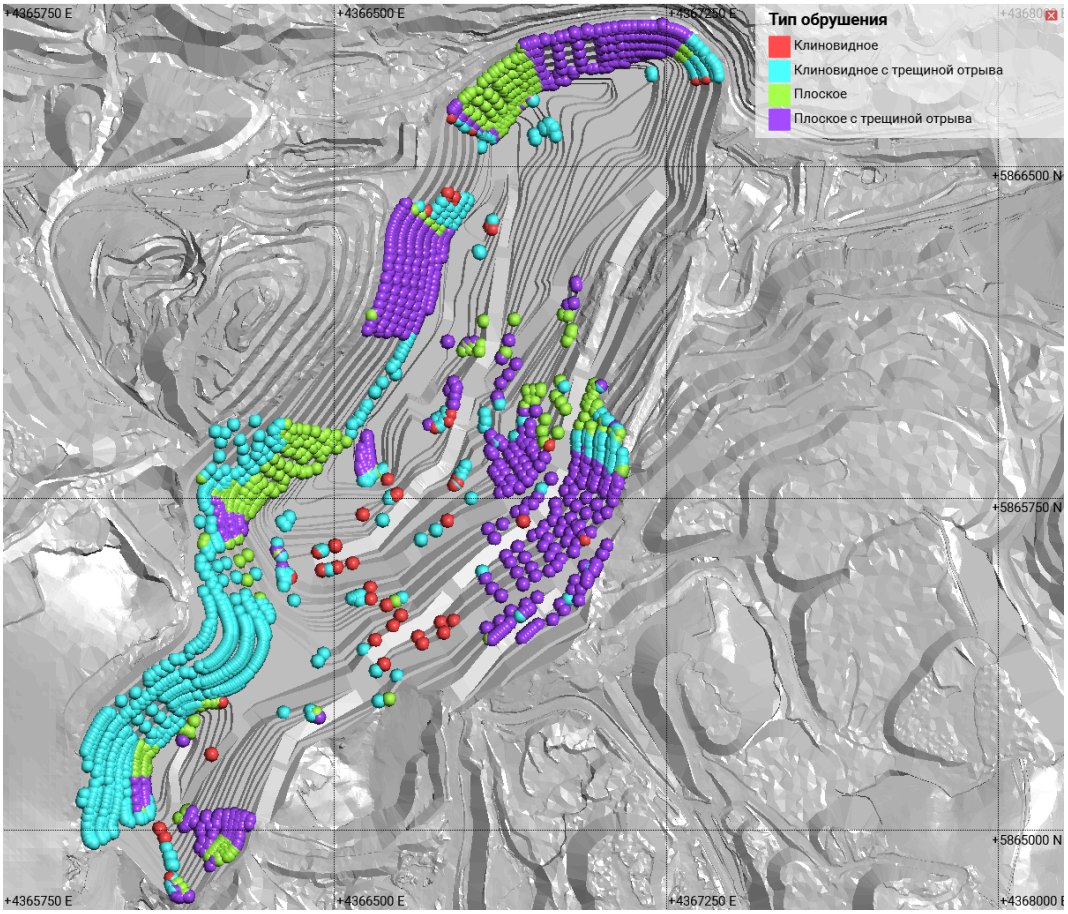


Рисунок 1.22 – Тип наиболее опасного обрушения

Значения КЗУ и вероятности обрушения на планах относятся к проектному контуру карьера. Каждая расчётная точка соответствует участку проектного каркаса, для которого был сформирован кинематический блок и выполнен расчёт устойчивости. Если по кинематическим условиям блок не сформирован, коэффициент запаса устойчивости для такого участка не рассчитывается. Поэтому на плане КЗУ в этих местах отсутствуют точки, соответствующие треугольникам каркаса. Отсутствие значения не следует трактовать как КЗУ $= 0$ или как запас устойчивости, стремящийся к бесконечности. Это означает, что в данной расчётной постановке для этого участка не был получен кинематический блок, пригодный для расчёта устойчивости.

Карта КЗУ показывает минимальный коэффициент запаса устойчивости среди рассчитанных кинематических блоков для соответствующего участка проектного контура. Карта вероятности обрушения показывает долю вероятностных реализаций, в которых для рассчитанного блока получено КЗУ ≤ 1. Эти планы позволяют выделить участки, где при принятых проектных параметрах сохраняются пограничные или неблагоприятные расчётные состояния.

Карта типа наиболее опасного кинематического блока отличается от карты наиболее вероятного механизма, приведённой в предыдущем разделе. В предыдущем разделе механизм выбирался по максимальной вероятности геометрического формирования блока. Там оценивалась только кинематическая предрасположенность, то есть какая доля реализаций направлений трещин может сформировать плоский, клиновидный или опрокидывающийся

блок. В настоящем разделе тип наиболее опасного блока определяется по результатам расчёта устойчивости. Для участка записывается тот механизм, по которому получен наименьший коэффициент запаса устойчивости.

Поэтому распределение типов на этих двух картах может различаться. На отдельном участке наиболее вероятным по геометрическим условиям может быть клиновидный механизм, но наиболее опасным по расчёту устойчивости может оказаться плоское скольжение. Это означает, что клиновидные блоки формируются в большем числе реализаций, но плоский блок при его формировании имеет меньший FoS. Такая разница не является противоречием между картами. Она отражает различие между вероятностью формирования кинематического блока и расчётной устойчивостью сформированного блока.

Карта типа наиболее опасного блока не показывает вероятность соответствующего механизма. Она показывает, какой механизм дал минимальный FoS среди рассчитанных вариантов. Поэтому её следует анализировать совместно с картами FoS, «PoF и Vol/m. Участки с одинаковым типом наиболее опасного блока могут отличаться по коэффициенту запаса, вероятности обрушения и прогнозному объёму обрушения.

Полученные результаты используются для назначения проектных параметров уступов и групп уступов между транспортными съездами. Рекомендуемые значения BFA, BW и IRA приняты по секторам проектирования так, чтобы одновременно выполнялись условия «PoF $\leq 30 \sim \%$ и FoS ≥ 1.05. Для участков, где расчётные точки отсутствуют, параметры принимаются по соответствующему сектору проектирования и структурному домену, но интерпретация карт FoS и «PoF для этих участков не выполняется, так как для них не был рассчитан кинематический блок.

1.7 Изгибное опрокидывание

Основные расчёты устойчивости уступов выполнены в программе Digger Slope. В этой программе рассматривались механизмы плоского и клиновидного скольжения, в том числе варианты с трещиной отрыва. Механизм опрокидывания в Digger Slope не рассчитывается, поэтому для его оценки выполнен отдельный расчёт по треугольникам каркаса проектного контура карьера.

Дополнительный расчёт нужен для участков, где системы трещин падают в массив и могут формировать условия для опрокидывания. Каждый треугольник каркаса рассматривается как локальный участок поверхности уступа. Для него используются угол падения и азимут падения поверхности, а также структурный домен, по которому выбирается система трещин, контролирующая возможное опрокидывание.

Расчётная схема соответствует блочно-изгибной модели опрокидывания по подходу Гудмана–Брея и расчётной логике RocTopple в режиме Flexible. В этой схеме массив представлен системой колонок, ограниченных трещинами, падающими в массив. Потенциальное движение развивается за счёт опрокидывания колонок и возможного сдвига по основанию. Для каждого расчётного участка формируется последовательность блоков от подошвы

уступа к верхней бровке. Устойчивость оценивается по равновесию блоков при заданном коэффициенте снижения прочности.

Непосредственное использование программы RocTopple для расчётов не предусматривалось, поскольку она ориентирована преимущественно на анализ отдельных локальных профилей или расчётных сечений. Разработанный модуль повторяет основную расчётную логику режима Flexible, но выполняет расчёт автоматически для каждого треугольника каркаса проектного контура. Это позволяет оценивать коэффициент запаса устойчивости по механизму опрокидывания на всей поверхности карьера и формировать пространственное распределение устойчивых и потенциально неустойчивых участков, а не ограничиваться отдельными локальными расчётными случаями.

Базальная поверхность в расчёте задана перпендикулярно системе трещин, способствующей опрокидыванию. В этом направлении выраженная естественная система трещин не выделена. Поэтому прочность базальной поверхности не принята как прочность отдельной природной трещины. При расчёте изгибного опрокидывания базальная поверхность не выбирается из всех пологих систем трещин, выделенных в структурном домене. Для каждого расчётного участка она задаётся по единому геометрическому правилу: перпендикулярно системе трещин, контролирующей опрокидывание. Это соответствует принятой блочно-изгибной схеме, в которой субвертикальная система формирует колонки, а базальная поверхность задаёт расчётную поверхность взаимодействия нижней части блока с массивом.

Пологие и наклонные системы трещин в расчёте не исключаются из анализа устойчивости карьера. Они учитываются в основных расчётах Digger Slope при оценке плоского и клиновидного скольжения, в том числе схем с трещиной отрыва. Если пологая система формирует подрезающую поверхность, по которой блок переходит к полному скольжению, такой случай в настоящей расчётной схеме относится к механизму скольжения, а не к изгибному опрокидыванию.

Поскольку базальная поверхность является расчётной, для неё заданы эквивалентные прочностные характеристики. Они определены на основании свойств массива наиболее распространённой на рассматриваемом участке литологии NQS и принятых свойств трещин. При назначении параметров учитывался коэффициент сплошности массива, равный 0.8. В результате приняты эквивалентные характеристики, занимающие промежуточное положение между прочностью трещин и прочностью ненарушенного массива: сцепление 275 кПа и угол внутреннего трения 27°. Такой подход учитывает, что базальная поверхность может частично проходить по существующим нарушениям и частично через перемычки относительно ненарушенной породы.

Положение базальной поверхности принято в соответствии с блочно-изгибной схемой опрокидывания. Её наклон принят равным углу, перпендикулярному трещинам опрокидывания:

$$\alpha = 90^\circ - \mathrm{DIP} \tag{1.11}$$

где DIP – угол падения системы трещин, формирующей механизм опрокидывания. В текущей расчётной постановке общая базальная поверхность принята равной этому углу.

Высота расчётного участка ограничена так, чтобы длина топплинговой колонки не превышала 5 м. Это ограничение не меняет геометрию всего проектного контура, но задаёт масштаб расчётного блока внутри локального участка уступа. Вес каждого блока рассчитывался по объёмному весу пород, ширине блока и его высоте. Ограничение длины топплинговой колонки принято для сохранения расчётной схемы изгибного опрокидывания. При увеличении длины колонки более 5 м расчётные случаи переходили в режим полного скольжения по базальной или нижней поверхности. Такие случаи по механизму движения соответствуют скольжению, а не изгибному опрокидыванию. Поэтому они рассматриваются в расчётах плоского и клиновидного скольжения, выполненных в Digger Slope. Принятое ограничение не означает, что трещины большей протяжённости отсутствуют в массиве. Оно задаёт предельный размер расчётного блока, для которого механизм интерпретируется именно как изгибное опрокидывание.

Сдвиговая прочность поверхностей описана критерием Кулона–Мора. В расчёте коэффициента запаса прочность уменьшается через коэффициент FS:

$$S = \frac{C \cdot L + N \cdot \tan \varphi}{\mathrm{FS}} \tag{1.12}$$

где S – расчётная сдвиговая прочность, C – сцепление, L – длина поверхности сдвига, N – нормальная сила, φ – угол трения, FS – коэффициент запаса устойчивости.

Коэффициент запаса определяется подбором такого значения FS, при котором расчётная группа блоков находится в предельном равновесии. Поиск выполнялся в диапазоне от 0.1 до 25. Если устойчивость сохраняется выше верхнего предела, в результат записывается значение 25.0. Такое значение означает, что коэффициент запаса не ниже 25 в пределах принятого диапазона поиска. Оно не является точным расчётным значением выше этого предела.

Всего на проектном каркасе обработано 10 262 треугольника. Кинематически допустимое изгибное опрокидывание определено для 3 683 треугольников. Для 1 589 треугольников изгибное опрокидывание является наиболее вероятным кинематическим механизмом среди рассмотренных типов деформаций. Расчёт коэффициента запаса выполнен для всех 3 683 треугольников, где механизм опрокидывания кинематически допустим.

По результатам расчёта (Рисунка 1.23) значения коэффициента запаса устойчивости по механизму изгибного опрокидывания находятся в диапазоне от 1.2505 до 25.0. Значений $\mathrm{FS} < 1.0$ в рассчитанной таблице не получено. Это означает, что при принятых параметрах прочности, обводнённости, геометрии базальной поверхности и ограничении длины колонки расчёт не выявил участков проектного контура с потерей устойчивости по механизму изгибного опрокидывания.

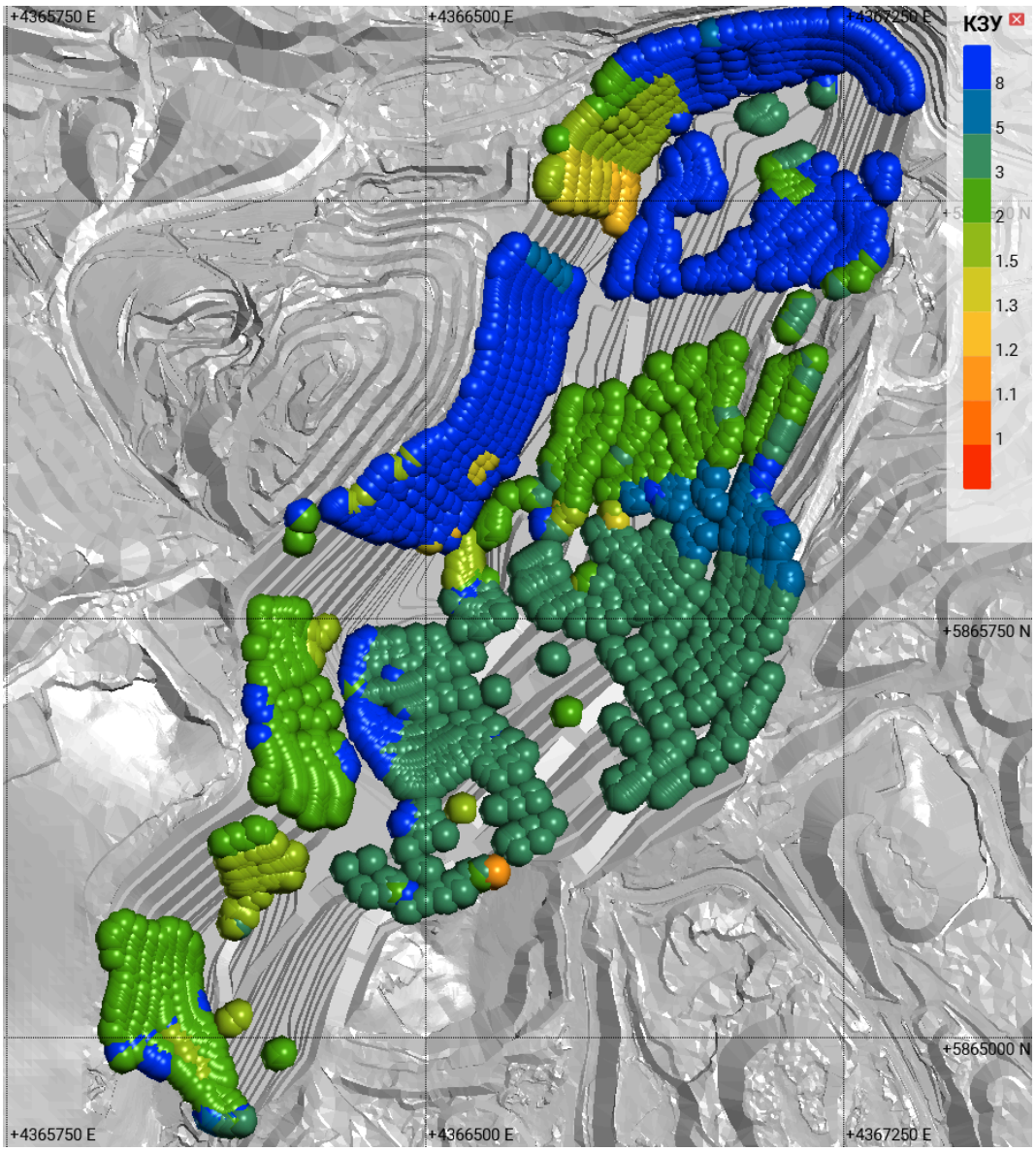


Рисунок 1.23 – Распределение коэффициента запаса устойчивости по механизму опрокидывания на каркасе проектного контура карьера

Карта коэффициента запаса показывает пространственное распределение устойчивости только для механизма опрокидывания. Участки с меньшими значениями коэффициента запаса следует рассматривать как зоны, где при принятой расчётной схеме опрокидывание ближе к предельному состоянию.

1.8 Рекомендуемые параметры уступов в зоне брекчий диагонального разлома

В зоне Диагонального разлома распространены брекчии на глинистом и кварцевом цементах. Наименее устойчивыми являются брекчии на глинистом цементе, поскольку при водонасыщении их прочностные характеристики существенно снижаются, а глинистый цемент размягчается.

По результатам инженерно-геологических обследований, консультаций со специалистами по геомеханике месторождения и анализа ранее выполненных исследований установлено, что после формирования уступов в массиве брекчий развивается интенсивная техногенная трещиноватость. По образовавшимся трещинам в массив проникают атмосфер-

ные осадки и поверхностные воды. Водонасыщение приводит к размягчению глинистого цемента и последующему разрушению брекчий на глубину распространения воды и техногенных трещин.

В приповерхностной части уступов формируется ослабленная зона, в пределах которой наиболее часто происходят локальные обрушения и осыпания. Таким образом, параметры уступов должны учитывать снижение прочности массива после его обнажения и обеспечивать устойчивость как отдельных уступов, так и их групп при развитии поверхностных деформаций.

Для количественной оценки прочностных характеристик массива и последующего обоснования параметров уступов был выполнен обратный расчёт по фактически произошедшим деформациям на восточном борту карьера «Центральный-1». Расчётная схема с определением критической поверхности скольжения приведена на Рисунка 1.25. В расчёте состояние массива принято близким к предельному, так как на участке наблюдаются развитые деформации и осыпи, но полного разрушения уступа не произошло. Для такого состояния при подборе прочностных параметров получено значение коэффициента запаса устойчивости КЗУ $= 1.074$.

Один факт деформирования не позволяет независимо определить сцепление и угол внутреннего трения. Поэтому по результатам обратного расчёта была получена зависимость между сцеплением и углом внутреннего трения, при которой расчётная схема соответствует состоянию, близкому к предельному равновесию (Рисунка 1.24). На этой зависимости экспертно выбрано сочетание параметров, которое принято как наиболее реалистичное для брекчий на глинистом цементе с учётом характера деформации, состояния массива и ожидаемого диапазона прочностных свойств.

Для визуального подтверждения факта деформаций использована фотограмметрическая модель участка, приведённая на Рисунка 1.26. По выбранной точке на зависимости C–φ для дальнейших расчётов устойчивости приняты следующие физико-механические характеристики массива брекчий на глинистом цементе:

– сцепление – 20 кПа;
– угол внутреннего трения – 28°.

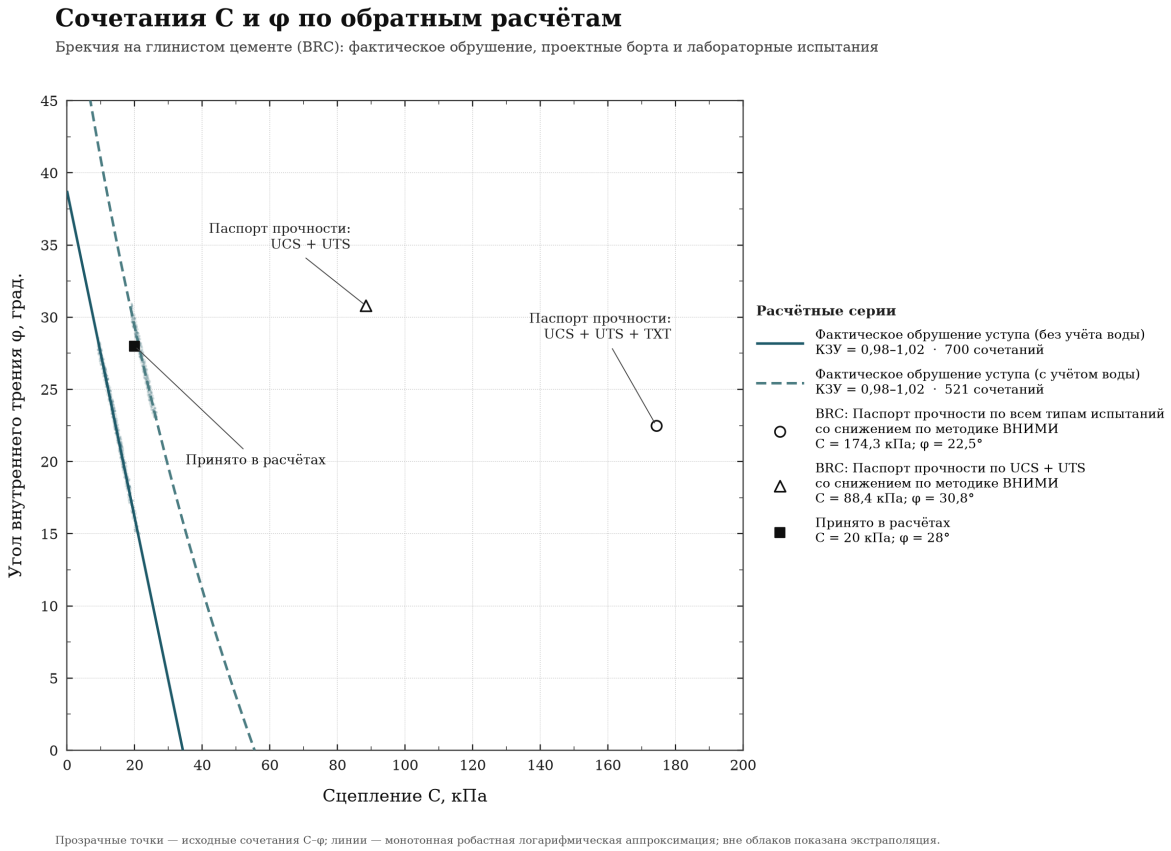


Рисунок 1.24 – Зависимость между сцеплением и углом внутреннего трения, при которой расчётная схема соответствует состоянию, близкому к предельному равновесию

Указанные параметры отражают фактическое состояние нарушенного и частично водонасыщенного массива и используются для дальнейших расчётов устойчивости при подборе геометрии уступов.

Расчёт устойчивости уступов и групп уступов с использованием полученных характеристик выполнен методом предельного равновесия. Результаты расчёта приведены на Рисунка 1.27. По результатам расчётов для зоны распространения брекчий на глинистом цементе рекомендуется принимать следующие параметры уступов:

– высота уступа BH – 10 м;
– ширина бермы BW – 10 м;
– угол откоса уступа BFA – 40°;
– устройство геотехнической бермы шириной 20 м через каждые три уступа.

Транспортные съезды не следует размещать в зоне выхода брекчий на поверхность уступов, непосредственно под данной зоной, а также в пределах защитной зоны шириной 25 м вокруг неё.

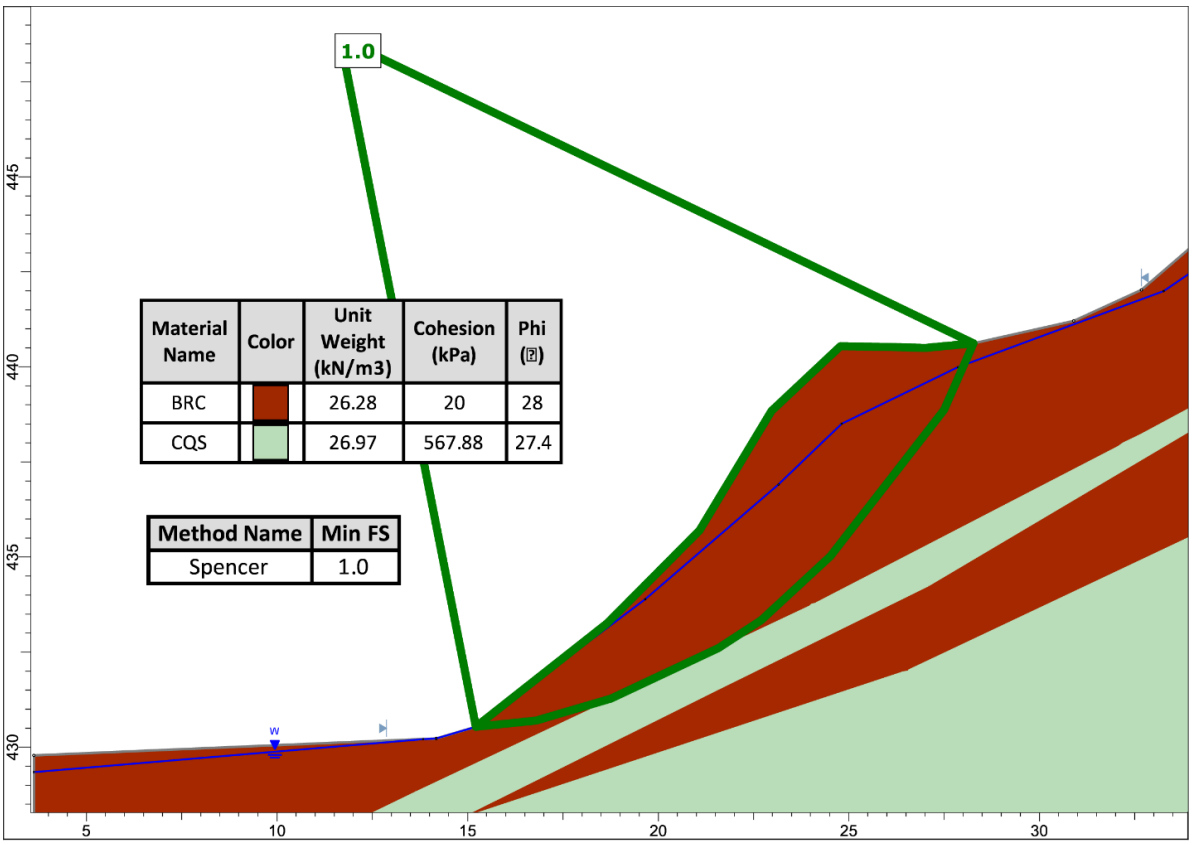


Рисунок 1.25 – Схема обратного расчёта устойчивости с определением критической поверхности скольжения

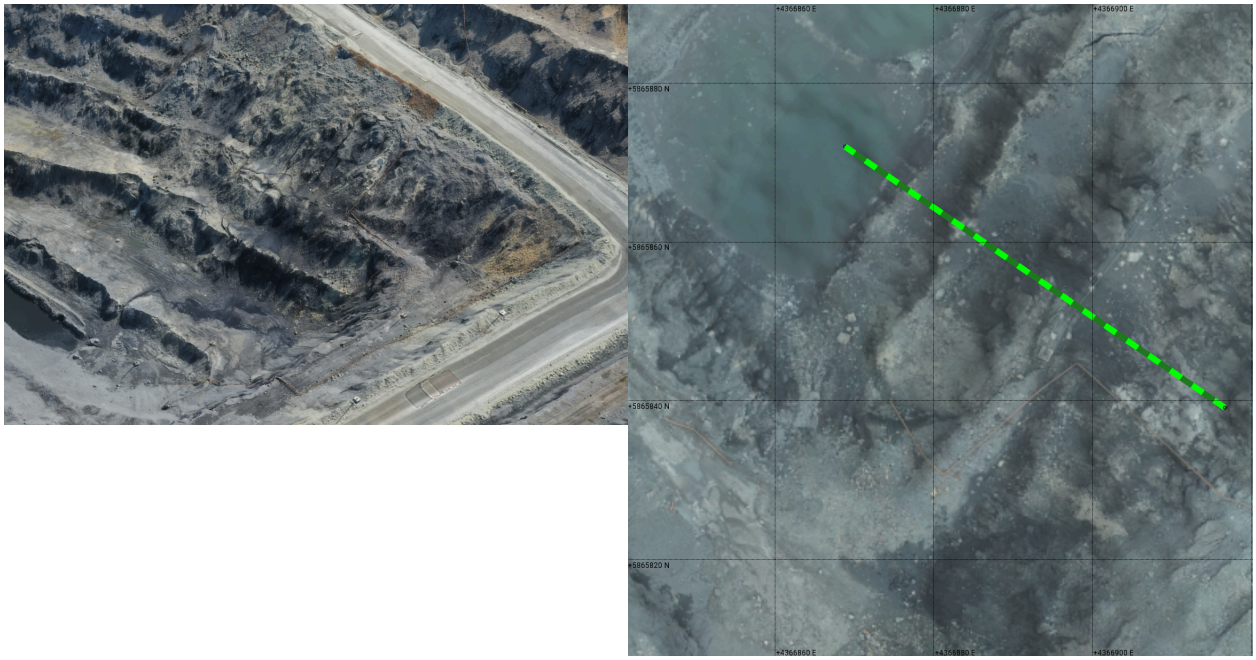


Рисунок 1.26 – Участок восточного борта, по которому построен разрез для обратных расчётов

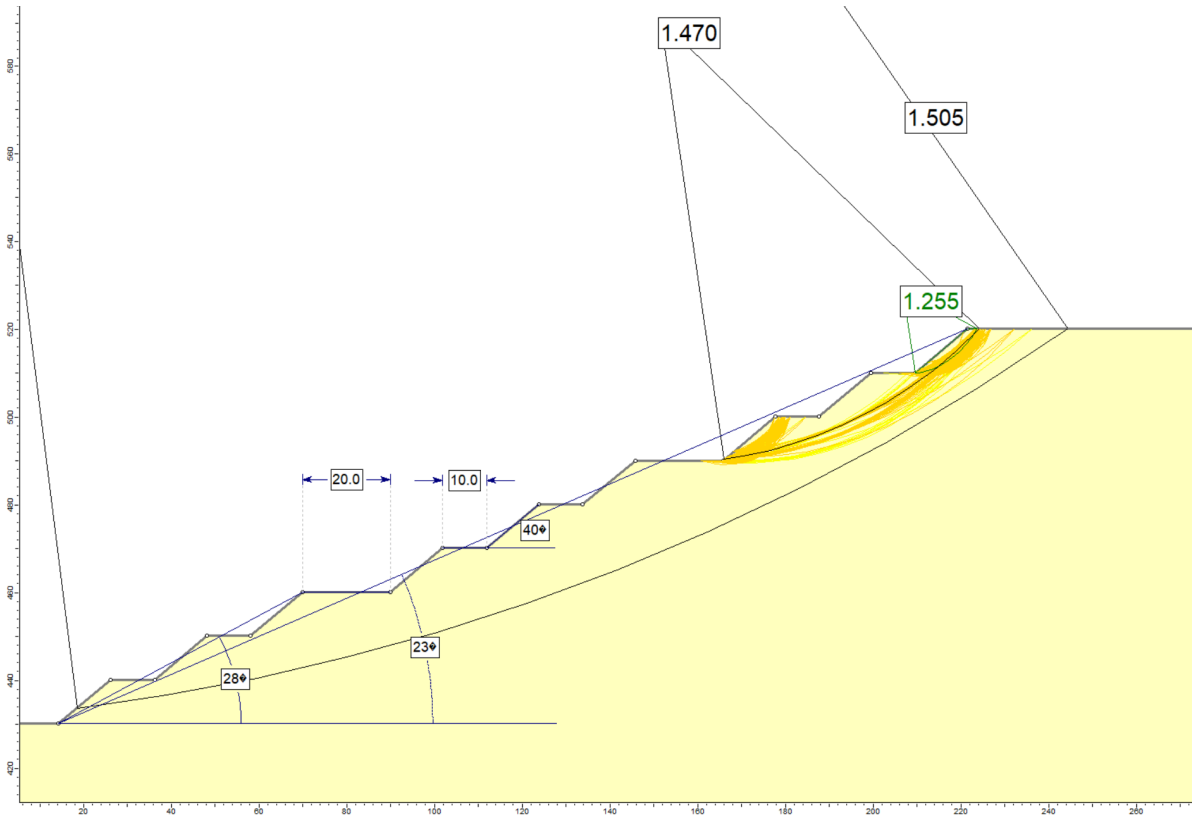


Рисунок 1.27 – Расчёт устойчивости борта и групп уступов, сложенных брекчиями на глинистом цементе, при рекомендуемых параметрах

Принятые параметры учитывают снижение прочности массива после формирования уступов вследствие развития техногенной трещиноватости, проникновения воды и разрушения брекчий на глинистом цементе. По результатам расчётов данная геометрия обеспечивает требуемую устойчивость отдельных уступов и групп уступов.

1.9 Рекомендуемые параметры уступов в рыхлой толще

Параметры уступов в зоне распространения рыхлой толщи определены по результатам расчётов устойчивости методом предельного равновесия.

В качестве расчётных физико-механических характеристик приняты свойства инженерно-геологического элемента ИГЭ-4 [7], который имеет наибольшее распространение в пределах месторождения и вскрыт большинством инженерно-геологических скважин. ИГЭ-4 представлен дресвяным грунтом малой степени водонасыщения с твёрдым супесчаным заполнителем элювиального происхождения (eQ). Его характеристики приняты в качестве представительных для расчёта уступов в зоне развития четвертичных отложений.

Расчёты выполнены при нормативном коэффициенте запаса устойчивости КЗУ = 1.2, принятом для условий эксплуатации откосов карьера.

В расчётах использованы следующие физико-механические свойства четвертичных отложений:

– сцепление – 24 кПа;
– угол внутреннего трения – 23.3°;
– объёмный вес – 23.3 кН/м^3.

По результатам выполненных расчётов (Рисунка 1.28) установлено, что при указанных физико-механических характеристиках требуемый нормативный коэффициент запаса устойчивости обеспечивается при следующих параметрах уступов:

– высота уступа (BH) – 10 м;
– ширина бермы (BW) – 10 м;
– угол откоса уступа (BFA) – 35°.

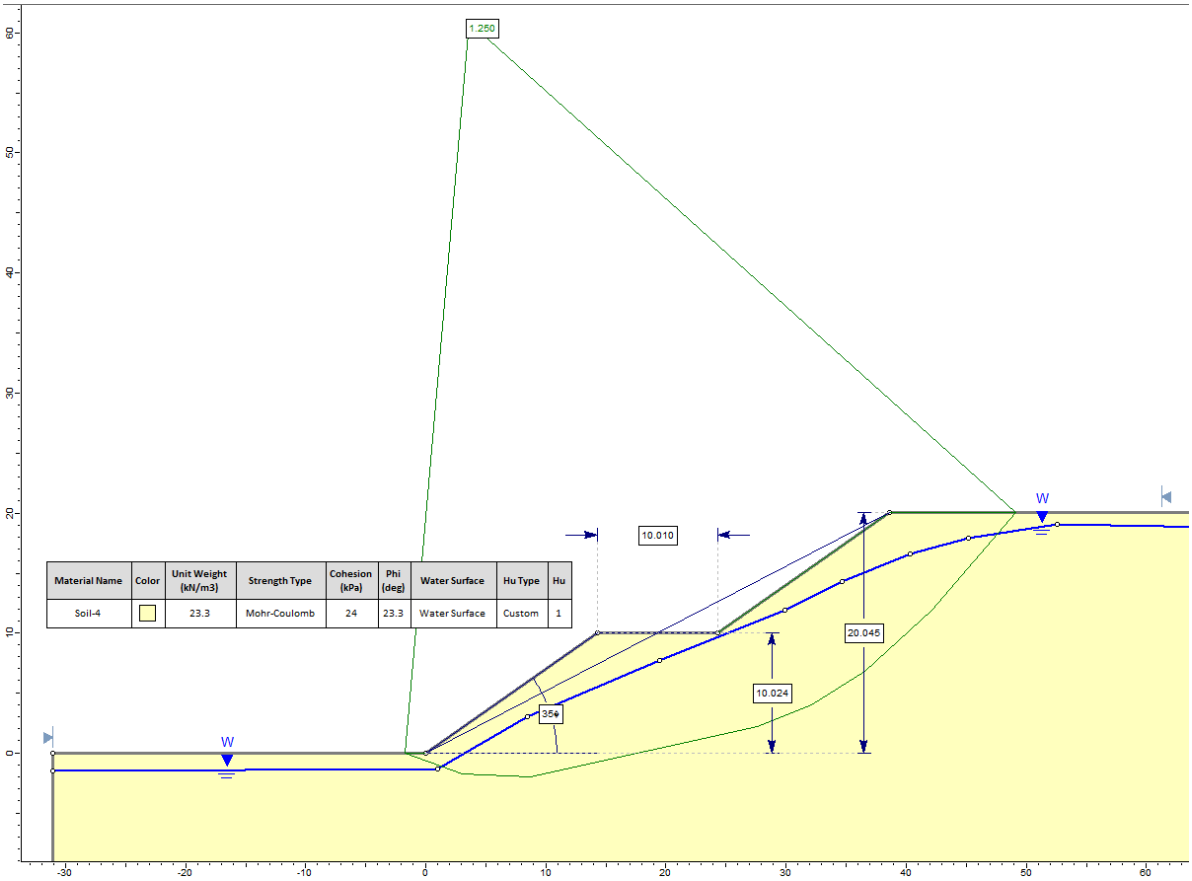


Рисунок 1.28 – Расчёт устойчивости уступов и групп уступов в четвертичных отложениях при рекомендуемых параметрах

Указанные параметры обеспечивают устойчивость уступов в зоне развития четвертичных отложений при нормативном коэффициенте запаса устойчивости и рекомендуются для применения при проектировании и эксплуатации бортов карьера. При ведении горных работ необходимо предусматривать своевременный отвод поверхностных вод и не допускать переувлажнения откосов, поскольку водонасыщение четвертичных грунтов может привести к снижению их прочностных характеристик и ухудшению устойчивости уступов.

2 КИНЕМАТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ

3 РАСЧЁТ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА

3.1 Методика расчетов устойчивости

В данной работе расчеты устойчивости бортов Михеевского карьера выполняются методом предельного равновесия Спенсера [3]. Данный метод удовлетворяет всем трем условиям равновесия (двум по силам и одному по моментам), что обуславливает допустимость применения метода для расчетов устойчивости согласно требованиям ФНиП “Правила обеспечения устойчивости…” [4]. На Рисунке 3.1 под буквой (а) показан эскиз расчетного блока с действующими на него активными силами и реакциями связей. Под буквой (б) приведен пример векторного расчета суммы сил между блоками.

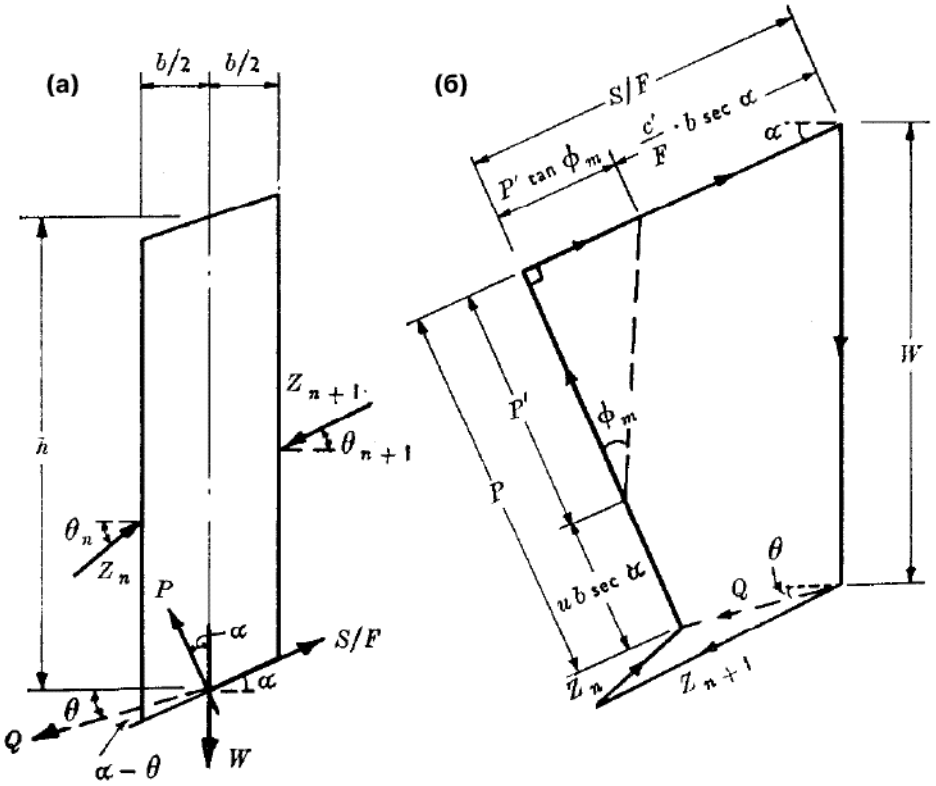


Рисунок 3.1 – Схема действия сил и моментов в методе Спенсера

Расчеты в данной работе выполнены с использованием специального ПО для оценки устойчивости откосов Rocscience Slide2. Вид расчетной модели в ПО Slide2 показан на Рисунка 3.2.

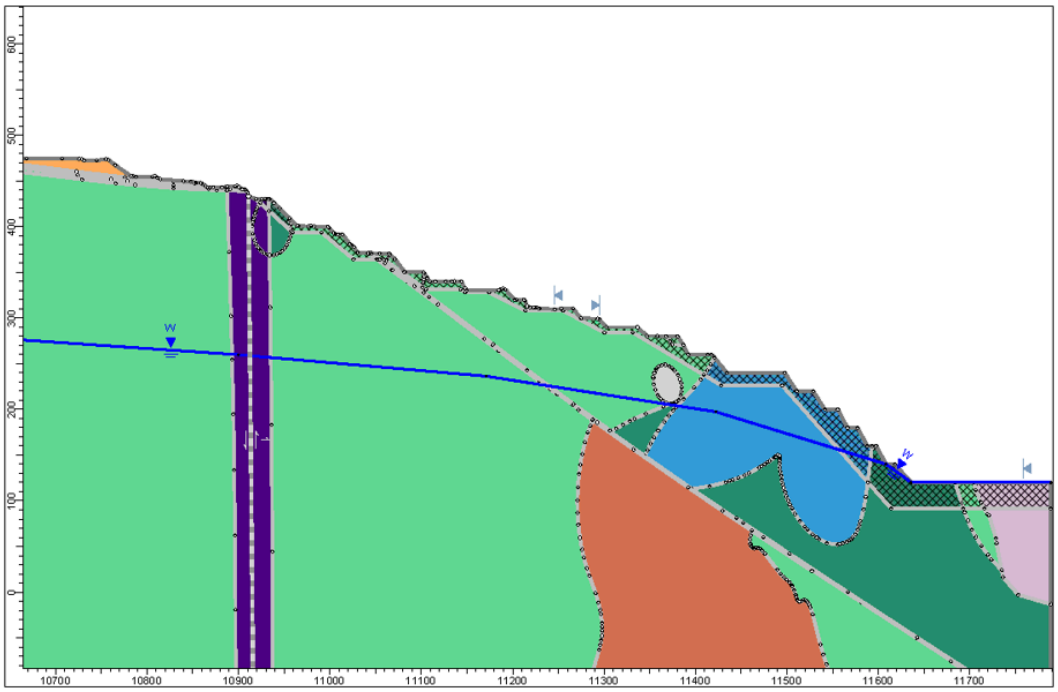


Рисунок 3.2 – Вид расчетной модели в ПО Slide2

Особенностями данной программы является:

– поиск наиболее напряженной поверхности, в том числе для ломаных поверхностей (расчеты по одному разрезу выполняются для тысяч поверхностей);
– учет литологических и структурно-геологических особенностей, возможность учета анизотропии свойств;
– возможность выполнения расчетов несколькими методами одновременно для проверки результатов;
– возможность учета гидростатического давления, сейсмического воздействия, нагрузок от оборудования и пр.;
– вывод промежуточных данных на каждом шагу расчета в табличном виде, что позволяет проверить расчеты.
– То есть Slide2 позволяет учесть все факторы, которые требуются нормативными документами [4].

Также, очень важным преимуществом выполнения расчетов в специальном программном обеспечении (в т. ч. в Slide2) является наличие алгоритмов поиска наиболее напряженной поверхности скольжения, а также вывод результатов по большому количеству поверхностей скольжения. Это позволяет оценивать устойчивость нескольких участков откоса одновременно и значительно снижает вероятность допущения грубых ошибок.

Основным преимуществом выполнения расчетов в специальном программном обеспечении (в т. ч. в Slide2) является наличие алгоритмов поиска наиболее напряженной поверхности скольжения, а также вывод результатов по большому количеству поверхностей скольжения. Это позволяет оценивать устойчивость не только борта, но и отдельных уступов и групп уступов и значительно снижает вероятность допущения грубых ошибок.

3.2 Расчётные свойства массива горных пород

Для проведения расчётов устойчивости необходимо, в первую очередь, установить параметры, характеризующие физико-механические свойства породного массива, слагающего борта карьера, так как механические свойства массива отличаются от свойств образца породы вследствие структурного ослабления и масштабного эффекта. Для этого в практике стран СНГ в соответствии с нормативными документами [4,5] и с учётом рекомендаций [6] принято использовать методику «ВНИМИ».

По методике «ВНИМИ» расчёты устойчивости выполняются с применением критерия прочности Мора-Кулона, и для этого требуется определение параметров:

– сцепление пород в массиве (C);
– угол внутреннего трения в массиве (φ);
– объёмный вес горных пород (γ).

В качестве угла внутреннего трения и объёмного веса горных пород в массиве принимаются значения, полученные для образца. Сцепление в массиве скальных и полускальных пород определяется с использованием известной эмпирической зависимости [4]:

$$C_{\text{м}} = \frac{C_0 - C'}{1 + a' \ln\left(\frac{H}{l_{\text{т}}}\right)} + C' \qquad (3.1)$$

В формуле (3.1) приняты следующие обозначения: H – высота борта проектируемого карьера;

C_0 – сцепление в куске (образце); C' – сцепление по трещине; a' – коэффициент, зависящий от прочности пород в куске (образце) и от характера их трещиноватости [4]; $l_{\text{т}}$ – размер элементарного структурного блока массива, ограниченного трещинами.

Принимая во внимание механические свойства пород и характеристику их трещиноватости для использованных литотипов Кимканского месторождения, выбраны коэффициенты a', указанные в Таблица 3.1.

Таблица 3.1 – Выбранные коэффициенты a' по использованным литотипам

Литотип	**Код**	a'
Брекчия	Brk	3
Карбонатная порода	Carb_rock	3
Диабаз	Dbzl	4
Кварцит	Q	6
Четвертичные отложения	Q4	−1
Порфиры	Q_porf	5
Песчаники	Sandst	6
Карбонатные сланцы	Sln_carb	3
Кремнисто-слюдяные сланцы	Sln_si_sl	4
Углистый сланец	Sln_ugl	3
Гранат-амфиболовые с прослоями доломита	Sln_amf_gr_sl_si	6

Размер элементарного структурного блока $l_{\text{т}}$ определён по результатам цифровой и ручной съёмки трещиноватости, выполненной в рамках этапа 1 настоящего отчёта, на Кимканском месторождении для участков «Центральный» и «Западный». Статистические сводки по данным цифрового картирования приведены на Рисунка 3.3 и Рисунка 3.4.

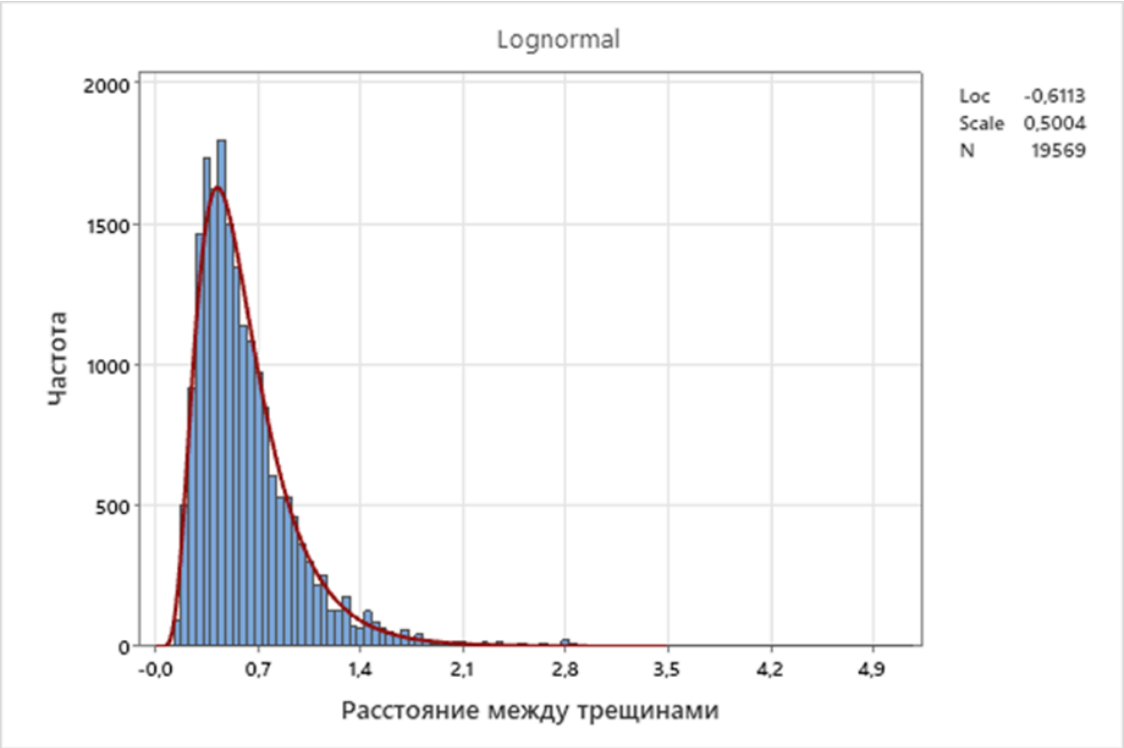


Рисунок 3.3 – Статистическая сводка по данным цифрового картирования для участка «Центральный» Кимканского месторождения

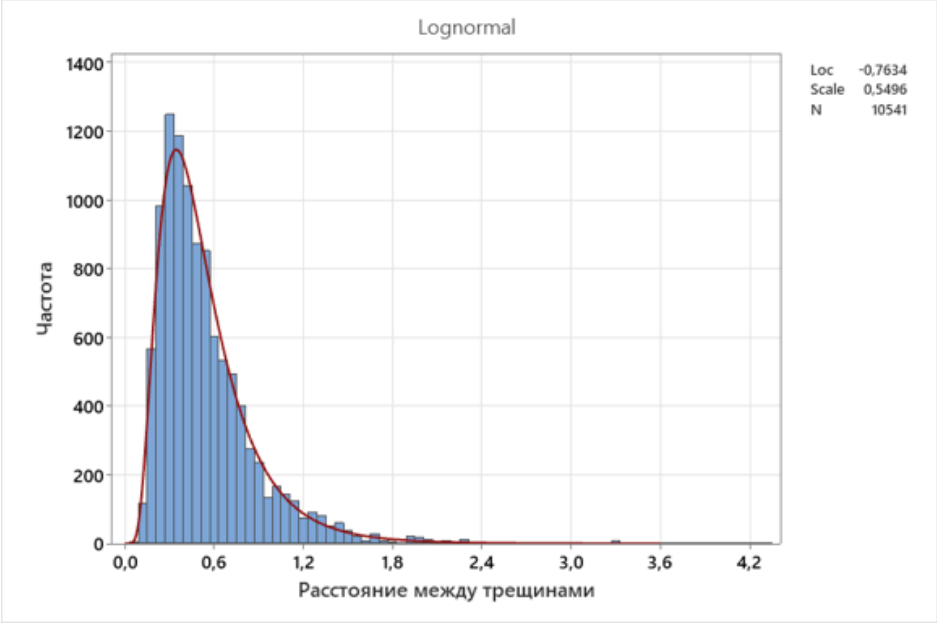


Рисунок 3.4 – Статистическая сводка по данным цифрового картирования для участка «Западный» Кимканского месторождения

Итоговые значения были приняты следующие: $l_т$ = 0.53 м для участков «Центральный» и «Западный» Кимканского месторождения.

В рамках настоящей работы исходные физико-механические свойства для расчёта устойчивости приняты путём статистического анализа и совмещения данных лабораторных испытаний согласно результатам выполненной работы [1] и предоставленными ранее отчётами «ИЭЦ ИГД УрО РАН – научно-методическое сопровождение инженерно-геологических изысканий и расчёт параметров уступов и бортов карьеров…» для Кимканского

месторождения, «ИГД ДВО РАН – определение параметров физико-механических свойств горных пород…».

Расчётные физико-механические свойства для зоны коры выветривания и зоны влияния тектонических нарушений приняты одинаковыми. Данное допущение обусловлено тем, что зона коры выветривания представляет собой площадной процесс изменения свойств горных пород под воздействием экзогенных факторов, тогда как зона влияния тектонических нарушений характеризуется аналогичным изменением физико-механических свойств пород, но имеет линейное распространение вдоль разломов и других тектонических нарушений. В обоих случаях происходит снижение прочностных характеристик и нарушение сплошности массива, что позволяет принимать единые расчётные параметры.

Значения физико-механических свойств приняты в соответствии с техническим проектом разработки Сутарского месторождения железистых кварцитов. Исходные значения физико-механических свойств, используемых в расчёте для критерия прочности Кулона-Мора, приведены в Таблица 3.2. Расчёт устойчивости откосов карьеров проводился с применением критерия прочности Мора-Кулона.

Таблица 3.2 – Исходные значения физико-механических свойств, используемых в расчёте для критерия прочности Кулона-Мора, участков «Центральный» и «Западный» Кимканского месторождения

Литотип	**Код**	**Объёмный вес, кН/м³**	**Сцепление в моно-лите, МПа**	**Угол внутреннего трения, град**
Брекчия	Brk	26.6	12.4	30.1
Карбонатная порода	Carb_rock	26.6	11.5	30.89
Диабаз	Dbz1	26.4	15.7	38.8
Кварцит	Q	28.6	22.5	42.5
Четвертичные отложения	Q4	28.6	0.008	31
Порфиры	Q_porf	18.3	16.9	29.2
Песчаники	Sandst	26.4	26.56	30.85
Карбонатные сланцы	Sln_carb	26.6	6.706	29.1
Кремнисто-слюдяные сланцы	Sln_si_sl	26.4	15.2	34.44
Углистый сланец	Sln_ugl	25.3	13.9	37.9
Гранат-амфиболовые с прослоями доломита	Sln_amf_gr_sl_si	18.3	23.6	28.1
Тело отвала	Dump_body	21	0.02	28
Зона выветривания	TRZ	26.6	3.3	27.6
Зона влияния	Impact_zone	26.6	3.3	27.6

В Таблица 3.2 представлены результирующие расчётные значения физико-механических свойств грунтов и горных пород в образце для расчёта устойчивости откосов Кимканского месторождения.

При расчёте параметров устойчивости физико-механические свойства породы определялись отдельно для каждого расчётного разреза. Результаты расчётных свойств представлены в Приложение Б.

При выполнении расчётов устойчивости откосов учитывалось, что в приповерхностной зоне массива горных пород наблюдается ухудшение физико-механических свойств вследствие взрывного воздействия и последующей релаксации напряжений. Согласно

данным научно-технической литературы, существуют различные подходы к определению глубины и конфигурации области повреждённого массива.

В рамках данного проекта область нарушенных свойств была задана упрощённым детерминированным способом. Предположено, что зона повреждения распространяется перпендикулярно поверхности откоса на глубину до 0.3 его высоты в нижней части. Геометрическая схема формирования указанной зоны приведена на Рисунок 3.5.

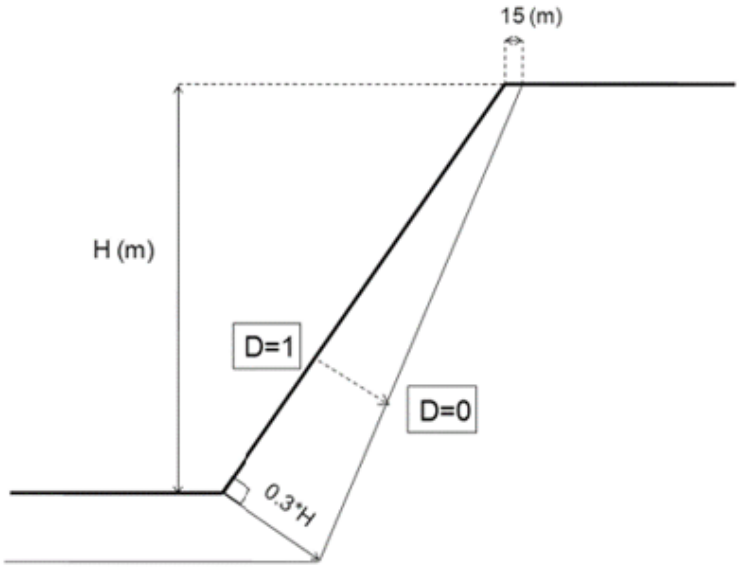


Рисунок 3.5 – Методология представления зоны повреждения при простом анализе

Для данной зоны принимаются пониженные физико-механические свойства в соответствии с формулой:

$$C_d = C_{\text{м}} \cdot \lambda_1 \qquad (3.2)$$

В формуле (3.2): λ_1 – понижающий коэффициент, зависящий от условий взрывания [4]; $C_{\text{м}}$ – сцепление в массиве.

Значения коэффициента λ_1 в зависимости от условий взрывания приведены в Таблица 3.3.

Таблица 3.3 – Значение коэффициента λ_1 в зависимости от условий взрывания

Условия взрывания	λ_1
При взрывании 5 и более рядов скважин и параллельной коммутации зарядов (фронт детонационной волны параллелен формируемому откосу уступа)	0.4
При взрывании 3 – 4 рядов скважин и параллельной коммутации зарядов	0.6
При 5-рядном и более взрывании скважин и диагональной коммутации зарядов (фронт детонационной волны ориентирован под 45° к формируемому откосу уступа)	0.6
При взрывании 3 – 4 рядов скважин и диагональной коммутации зарядов	0.7
При взрывании 2 рядов скважин и параллельной коммутации зарядов	0.8
При взрывании 2 рядов скважин и диагональной коммутации зарядов	0.9
При взрывании 1 ряда скважин (при использовании методов щадящего взрывания)	1.0

В нашем случае коэффициент λ_1 принят равным 0.7.

Линия депрессионной воронки нанесена на каждый расчётный разрез. В качестве исходных данных Заказчиком были предоставлены контуры депрессионной воронки, соответствующие гидрогеологическим условиям на 2026 и 2040 годы.

При анализе установлено, что для фактического положения бортов карьеров «Центральный» и «Западный» (Рисунка 3.6), а также для проектного положения карьера «Западный» на 2040 год (Рисунка 3.7) и для разрезов 1, 2 и 10 карьера «Центральный» на 2040 г. переданные поверхности депрессионной воронки располагаются ниже отметок ведения горных работ. В связи с этим их использование не оказывает влияния на величину порового давления и, соответственно, на расчётный коэффициент запаса устойчивости.

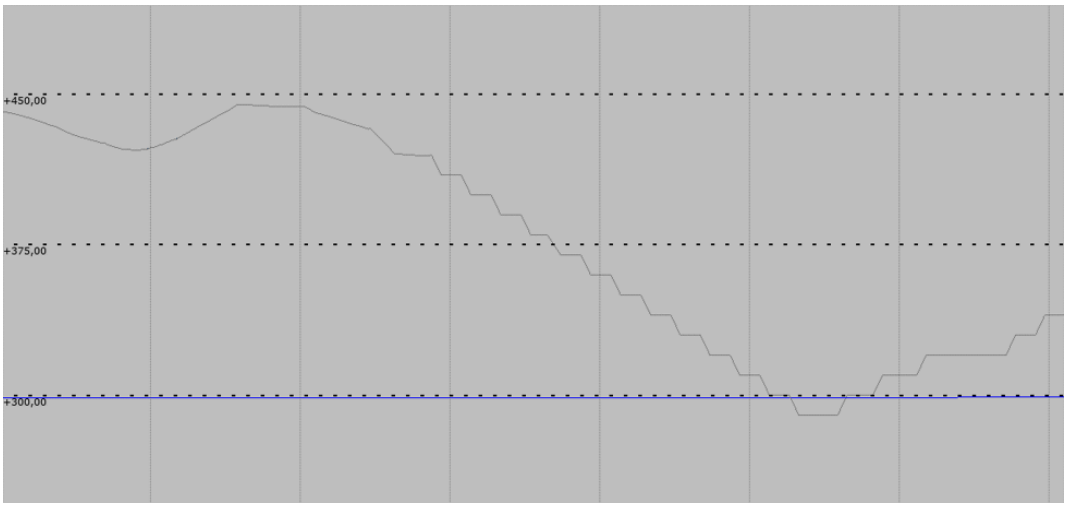


Рисунок 3.6 – Положение поверхности депрессионной воронки относительно отметок ведения горных работ при фактическом положении бортов карьеров «Центральный» и «Западный»

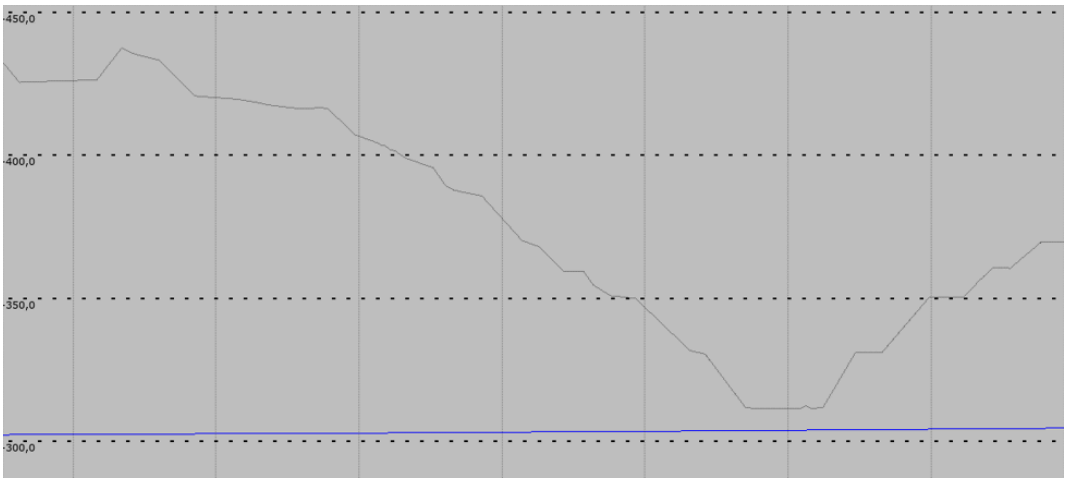


Рисунок 3.7 – Положение поверхности депрессионной воронки относительно отметок ведения горных работ при проектном положении карьера «Западный» на 2040 год

С целью воспроизведения наиболее неблагоприятного гидрогеологического сценария поверхности уровня подземных вод на соответствующих расчетных разрезах были заданы в соответствии с гидрогеологической схемой 4 (Рисунка 3.8). Принятое решение обеспечивает выполнение расчетов по консервативному сценарию и исключает возможность завышения коэффициента запаса устойчивости.

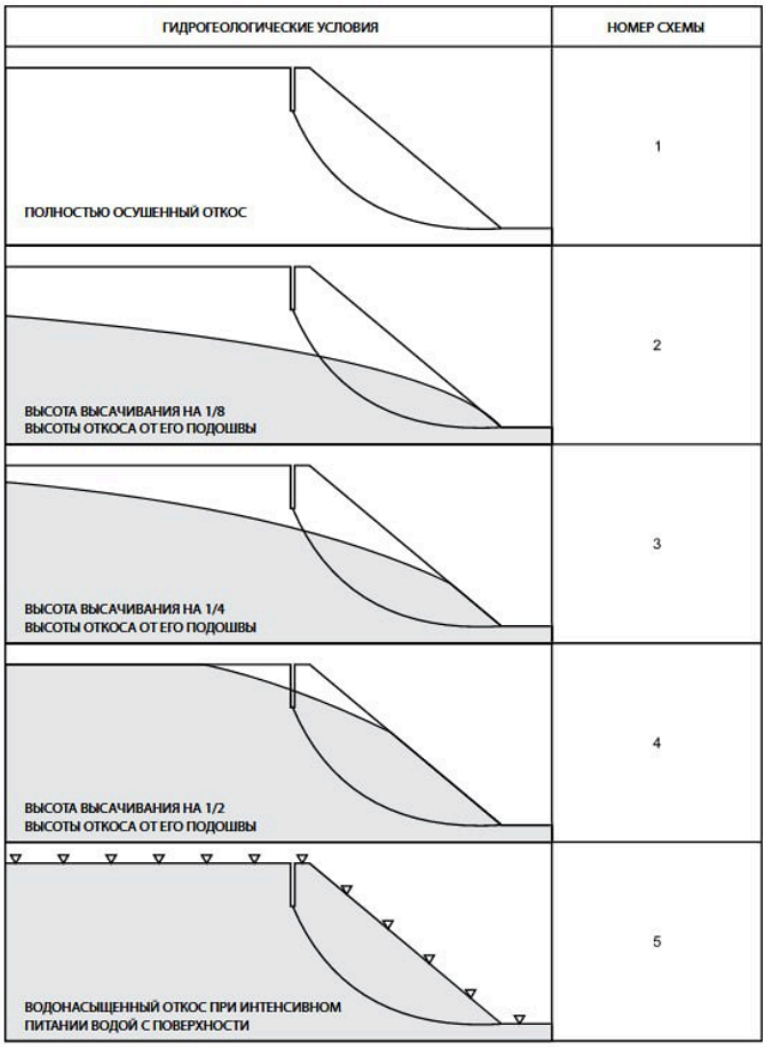


Рисунок 3.8 – Гидрогеологические условия для применения в схемах обрушения откоса Хука-Брея

Для проектного положения карьера «Центральный» на 2040 год поверхность уровня подземных вод принята в соответствии с переданной Заказчиком депрессионной воронкой. При расчете порового давления коэффициент (Hu) задавался в ручном режиме и принимался равным 1.0. Такое значение соответствует консервативному подходу к оценке устойчивости, поскольку в общем случае приводит к завышению расчетного порового давления и, как следствие, к занижению коэффициента запаса устойчивости откоса. При расчёте устойчивости откоса борта применялись не кругло-цилиндрические поверхности скольжения. Поиск потенциальных ослабленных поверхностей выполнялся методом Simulated Annealing (алгоритм имитации отжига). В расчетной модели трещина отрыва учитывается путем вертикального отсечения поверхности скольжения в зоне ее формирования. Такой подход позволяет исключить из расчета область, в которой возникают нереалистичные растягивающие напряжения, и тем самым повысить достоверность результатов расчета методом предельного равновесия. Автоматическое построение трещины отрыва выполняется для потенциальных поверхностей скольжения, если их верхний участок имеет угол наклона, близкий к вертикальному. В этом случае программа автоматически заменяет соответствую-

щий участок поверхности скольжения вертикальной трещиной отрыва, исключая из расчета область, в которой возможно развитие растягивающих напряжений.

Пример вида расчетной модели в Slide 2 показан на Рисунке 1.8

3.3 Подготовка расчётных моделей и результаты расчетов

Для построения расчётных разрезов в программе Slide2 использованы следующие исходные данные:

- проектные каркасы карьеров на конец отработки в трехмерном виде;
- каркасы карьеров на фактическое состояния ведения горных работ;
- фактический каркас земной поверхности, отражающий горные работы и рельеф в трехмерном виде до отработки месторождения;
- литолого-структурные трехмерные модели для каждого участка, построенные в рамках текущей работы;

Положение расчетных линий выбрано с учетом формы и высоты бортов карьера, расположения тектонических нарушений, выявления имеющихся деформаций, мест наиболее ослабленных контактов пород, а также других факторов, негативно влияющих на устойчивость бортов. Для оценки устойчивости бортов карьеров на 2040 год производилась по 10 расчётным разрезам для участка «Центральный», 8 расчётным разрезам для участка «Западный» Для оценки устойчивости бортов карьеров на фактическое состояния горных работ производилась по 8 расчётным разрезам для участка «Центральный», 6 расчётным разрезам для участка «Западный»

На Рисунка 3.9 изображен план с расположением расчётных разрезов на 2040 состояние работ для участков «Центральный» и «Западный» Кимканского месторождения.

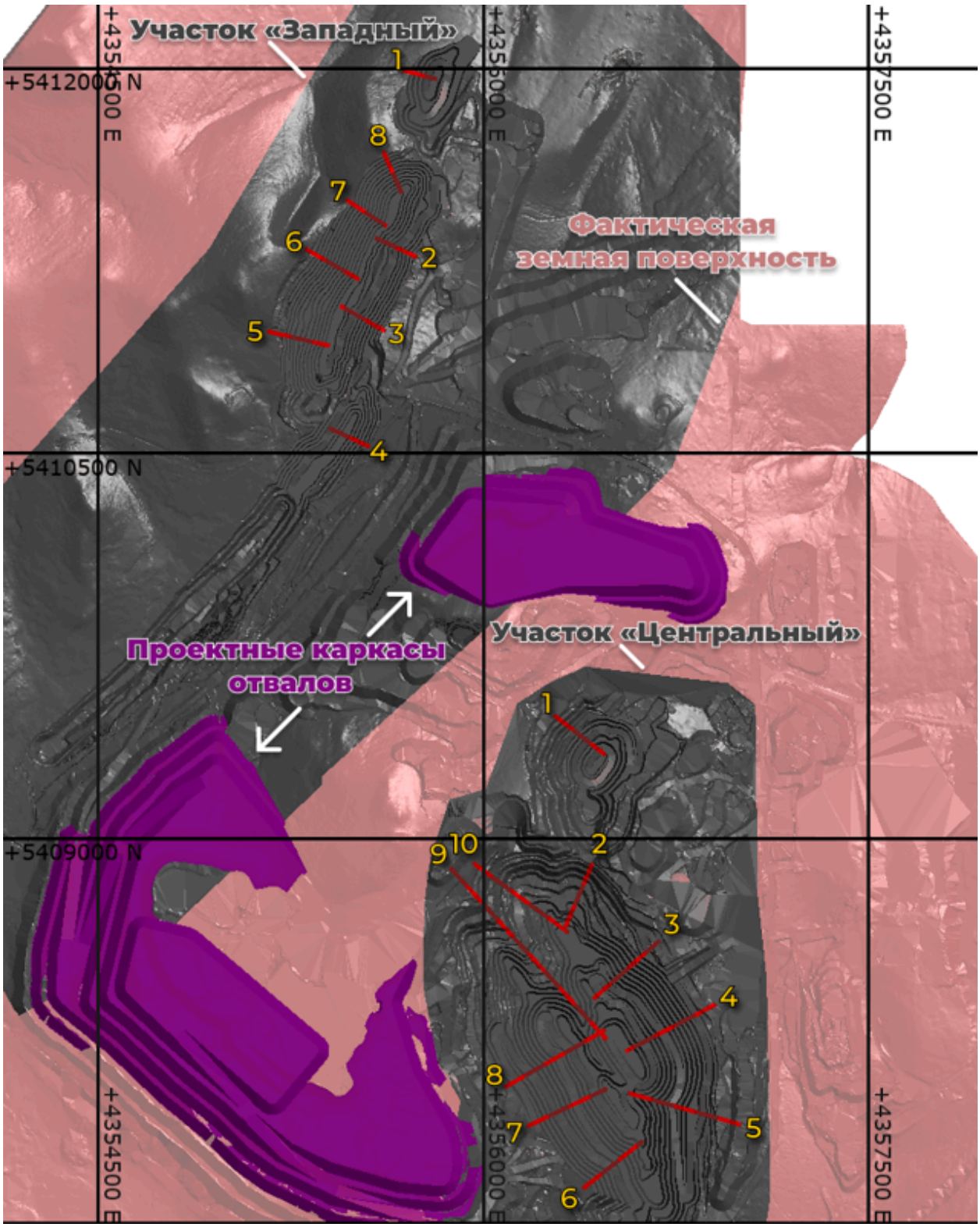


Рисунок 3.9 – План с расположением расчётных разрезов для проектных участков «Центральный» и «Западный» Кимканского месторождения

На Рисунка 3.10 и Рисунка 3.11 изображены планы с расположением расчётных линий разрезов на фактическое состояние работ для участков «Западный» и «Центральный» Кимканского месторождения.

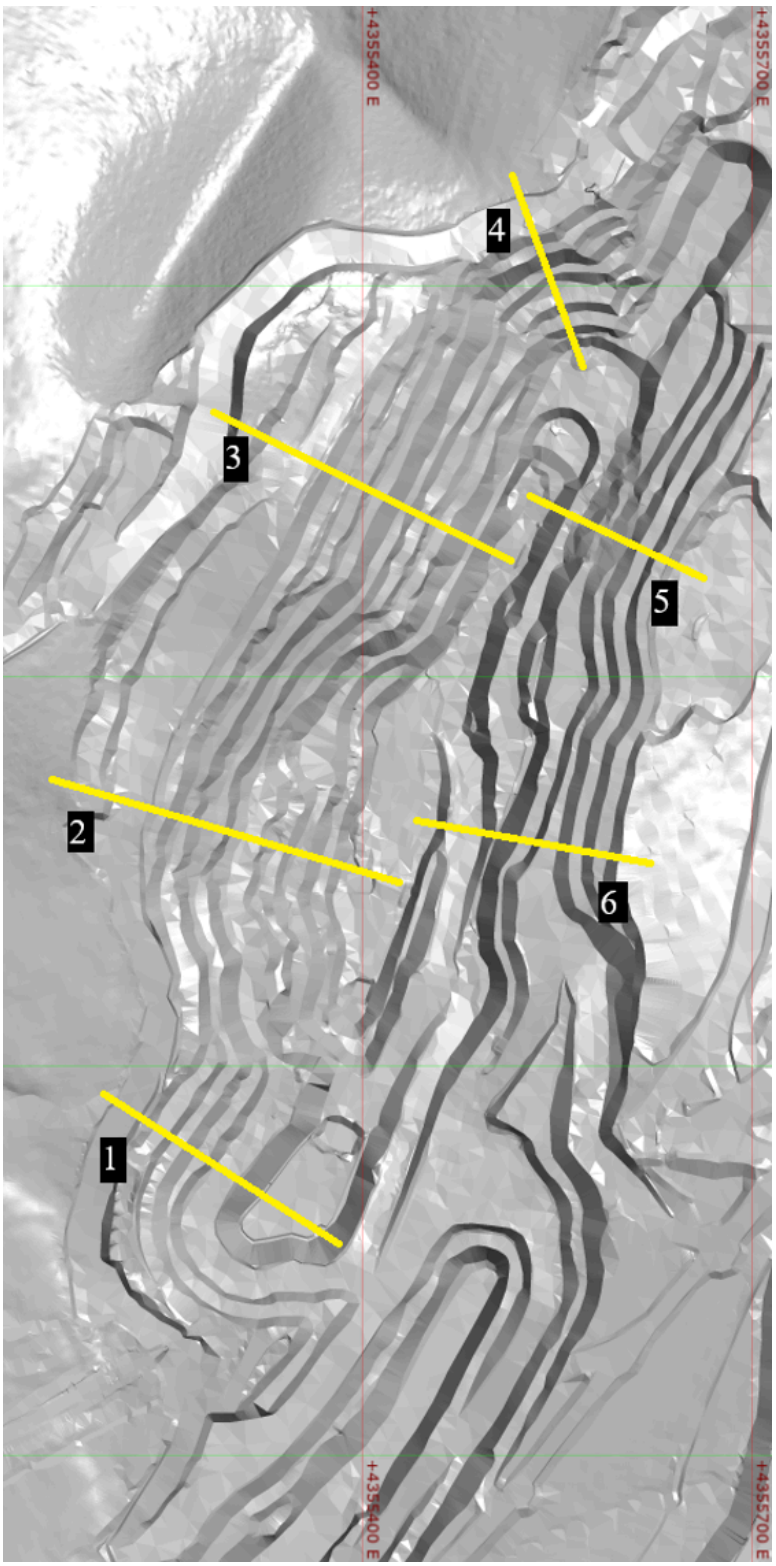


Рисунок 3.10 – План с расположением расчётных линий разрезов для фактического контура участка «Западный» Кимканского месторождения

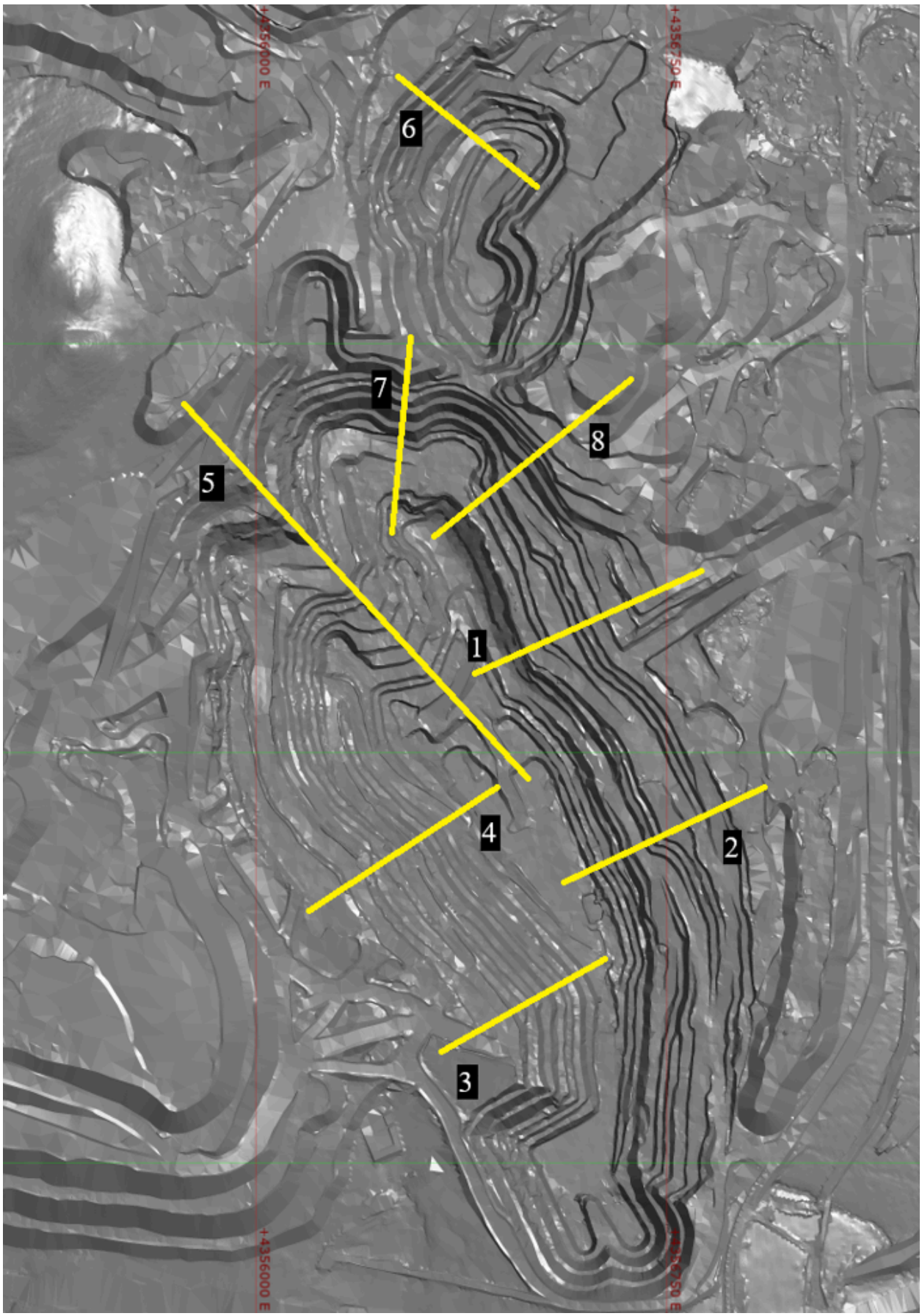


Рисунок 3.11 – План с расположением расчётных линий разрезов для фактического контура участка «Центральный» Кимканского месторождения

В Приложение В представлены расчетные разрезы бортов карьера, построенные в программе Slide 2. На разрезах показаны расчетные поверхности ослабления (скольжения) минимальные на весь борт и локальный минимум по группам уступов в скобках, используемые для оценки устойчивости борта. Также на разрезах приводятся таблицы с характеристиками пород, принятых для расчетов.

Коэффициенты запаса устойчивости бортов карьера, рассчитанные по методике ВНИМИ, представлены в Таблица 3.4 – Таблица 3.7. При автоматизированном поиске поверхностей ослабления (скольжения) не применялись ограничения по высоте анализируемого участка, поэтому на многих разрезах обнаружены наиболее слабые поверхности, представленные группами уступов, а не всем бортом в целом. В таблице включены поверхности, охватывающие всю высоту борта и глобальный минимум по группам уступов указанный в скобках.

Таблица 3.4 – Результаты расчетов устойчивости бортов карьера методом предельного равновесия для фактического контура участка «Западный» Кимканского месторождения

Расчётный профиль	Отметка от, м	Отметка до, м	Высота расчётного интервала, м	Угол расчётного интервала, °	КЗУ
1	329	386	57	29	3.776
2	307	421	114	30	2.428
3	321	432	111	31	2.125
4	330	402	72	35	2.643
5	312	379	67	36	3.793
6	308	392	84	30	1.609

Таблица 3.5 – Результаты расчетов устойчивости бортов карьера методом предельного равновесия для фактического контура участка «Центральный» Кимканского месторождения

Расчётный профиль	Отметка от, м	Отметка до, м	Высота расчётного интервала, м	Угол расчётного интервала, °	КЗУ
1	239	392	153	24	2.305
2	218	351	133	25	2.183
3	222	349	127	37	2.205
4	218	364	146	27	2.427
5	218	451	233	16	2.922
6	319	448	129	24	2.924
7	266	441	175	34	1.856
8	252	427	175	30	1.650

Таблица 3.6 – Результаты расчетов устойчивости бортов карьера методом предельного равновесия для контура участка на 2040 г. «Западный» Кимканского месторождения

Расчётный профиль	Отметка от, м	Отметка до, м	Высота расчётного интервала, м	Угол расчётного интервала, °	КЗУ
1	270	344	74	40	2.393
2	292	378	86	30	3.320
3	289	387	98	30	1.959
4	309	366	57	36	2.068
5	292	415	123	34	2.288
6	291	443	152	34	1.925
7	291	392	101	35	2.322
8	290	401	111	35	1.908

Таблица 3.7 – Результаты расчетов устойчивости бортов карьера методом предельного равновесия для контура участка на 2040 г. «Центральный» Кимканского месторождения

Расчётный профиль	Отметка от, м	Отметка до, м	Высота расчётного интервала, м	Угол расчётного интервала, °	КЗУ
1	290	445	155	32	1.987
2	239	399	160	31	2.241
3	181	390	209	37	1.405
4	120	360	240	40	1.470
5	130	343	213	27	1.966
6	140	340	200	39	1.540
7	130	356	226	36	1.594
8	120	370	250	33	1.822
9	120	442	322	22	2.102
10	240	456	216	28	1.939

Нормативный коэффициент запаса устойчивости для рассматриваемых условий равен 1.30 [4].

Результаты расчетов, приведенные в Таблица 3.4 – Таблица 3.7, показывают, что коэффициенты запаса устойчивости всех бортов превышают нормативное значение, что свидетельствует об их устойчивости с достаточной надежностью. Поверхности скольжения с наименьшими коэффициентами запаса устойчивости, которые не проходят через весь борт, отображены в скобках, и также не превышают нормативный коэффициент.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В демонстрационном отчёте показаны настройка титульных данных, подключение глав, автоматическая нумерация рисунков, таблиц и формул, перекрёстные ссылки, библиография и приложение.

Перед выпуском собственного документа:

- замените значения в `main.typ`;
- удалите учебные блоки, которые не относятся к работе;
- подключите фактические главы через `#include`;
- проверьте ссылки, список источников и итоговый PDF;
- смените `document-mode` с `draft` на `final`.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Мусихин А.С. и др. Актуализация информации о геомеханических свойствах горного массива. Этап 3: Отчёт о НИР / рук. Федоров Д.А. Екатеринбург, 2025.
2. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. 1974.
3. E. Spencer. A Method of Analysis of the Stability of Embankments Assuming Parallel Inter-Slice Forces / под ред. Tech M. 1967.
4. Ростехнадзор. Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов. 2020.
5. Методические указания по определению параметров бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов. Москва: ИПКОН РАН, 2022. 80 с.
6. Рид Д., Стейси П. Руководство по проектированию бортов карьера. Guidelines for open pit slope design. Екатеринбург: Правовед, 2015. С. 528.

Приложение А. Исходные данные

В приложении можно разместить исходные таблицы, схемы и другие материалы, которые перегружают основной текст.

Таблица А.1 – Пример исходных параметров

Параметр	Значение
Высота уступа	15 м
Угол откоса	70°

Приложение Б. Дополнительные расчёты

Каждое приложение хранится в отдельном файле. Его первый заголовок задаёт название, номер формируется автоматически, а метка позволяет ссылаться на приложение из любой главы.



Рисунок Б.1 – Дополнительная расчётная схема