



ТАУ-КЕН ІСІ ЖӘНЕ ПАЙДАЛЫ ҚАЗБАЛАРДЫ ӨНДЕУ
ГОРНОЕ ДЕЛО И ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛОВ
MANING ENGINEERING AND MINERAL PROCESSING

DOI 10.51885/1561-4212_2023_3_54

MPHTI 52.01.82

А.И. Ананин¹, З.К. Тунгушбаева¹, Г.Т. Нуршайыкова²

¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан

E-mail: aia57@yandex.ru

E-mail: zuhra06@mail.ru*

²Восточно-Казахстанский технический университет имени Д. Серикбаева,

г. Усть-Каменогорск, Казахстан

E-mail: ahmadievag@mail.ru

ОЦЕНКА И ПРОГНОЗ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ САЖАЕВСКОГО КАРЬЕРА ИЗВЕСТНЯКА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГЕОИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

ГЕОАҚПАРАТТЫҚ ТЕХНОЛОГИЯЛАРДЫ ПАЙДАЛАНА ОТЫРЫП, САЖАЕВ ӨКТАС КАРЬЕРА БОРТТАРЫНЫҢ ТҰРАҚТЫЛЫҒЫН БАҒАЛАУ ЖӘНЕ БОЛЖАУ

EVALUATE AND RESILIENCE FORECAST OF SAZHAEVSK LIMESTONE OPEN PIT WALLS USING GEOINFORMATION TECHNOLOGIES

Аннотация. На основании оценки фактического состояния уступов и бортов карьера, определения прочностных свойств пород, изучения трещиноватости массива, кинематического анализа устойчивости уступов расчетом на моделях установлены безопасные параметры проектных контуров Сажаевского карьера известняка. Выданы рекомендации по обеспечению устойчивости и мониторингу за состоянием уступов и бортов карьера.

Ключевые слова: система трещин, борт карьера, уступ, расчет устойчивости, кинематический расчет, геоинформационная система.

Аңдатпа Карьердің жиектері мен бүйірлерінің нақты жай-күйін бағалау, тау жыныстарының беріктік қасиеттерін анықтау, массивтің жарылуын зерттеу, модельдердегі есептеулермен жиектердің тұрақтылығын кинематикалық талдау негізінде Сажаев өктас карьерінің жобалық контурларының қауіпсіз параметрлері анықталды. Тұрақтылықты қамтамасыз ету және карьер жиектері мен борттарының жай-күйіне мониторинг жүргізу бойынша ұсынымдар берілді.

Түйін сөздер: жарықтар жүйесі, борттық карьер, жиек, тұрақтылықты есептеу, кинематикалық есептеу, геоақпараттық жүйе.

Abstract. Based on the assessment of the actual state of the benches and of the open pit walls, the determination of the strength properties of the rocks, the study of the fracturing of the massif, the kinematic analysis of the stability of the benches, the safe parameters of the design contours of the Sazhaevsky limestone open pit were established by calculation on the models. Recommendations were issued to ensure stability and monitor the state of benches and the open pit walls.

Keywords: crack system, open pit wall, ledge, stability calculation, kinematic calculation, geoinformation system.

Введение. Сажаевское месторождение известняков расположено в Восточно-Казахстанской области и эксплуатируется Усть-Каменогорским цементным заводом с 1964 года. Запасы месторождения в этаже «поверхность-горизонт 505 м» (высота борта 130 м) в значительной мере обработаны карьером 1-й очереди длиной по простиранию 1050 м.

Оставшиеся запасы категорий В+С1 и С2 располагаются под дайкой плагиогранит-порфиоров, в этаже 500-450 м, и обрабатываются проектом 2-ой очереди.

В настоящее время фактическое состояние северо-восточного (СВ) борта 1-ой очереди карьера выглядит как показано на рис. 1 в виде 3D модели и фотографии. Его оформление велось уступами высотой 10 м с углами откосов (по проекту) 70...80° и бермами шириной 10 м. На рисунке видно, что некоторые бермы засыпаны обрушенной горной массой от ведения буровзрывных работ на верхних горизонтах. На верхних уступах, которые образованы в 80-х годах прошлого века, с течением времени произошло выветривание (высыхание, растрескивание, шелушение) красных глин и осыпание известняка на предохранительные бермы. При проектных углах откосов уступов 70° они в настоящее время составляют 30...40°.

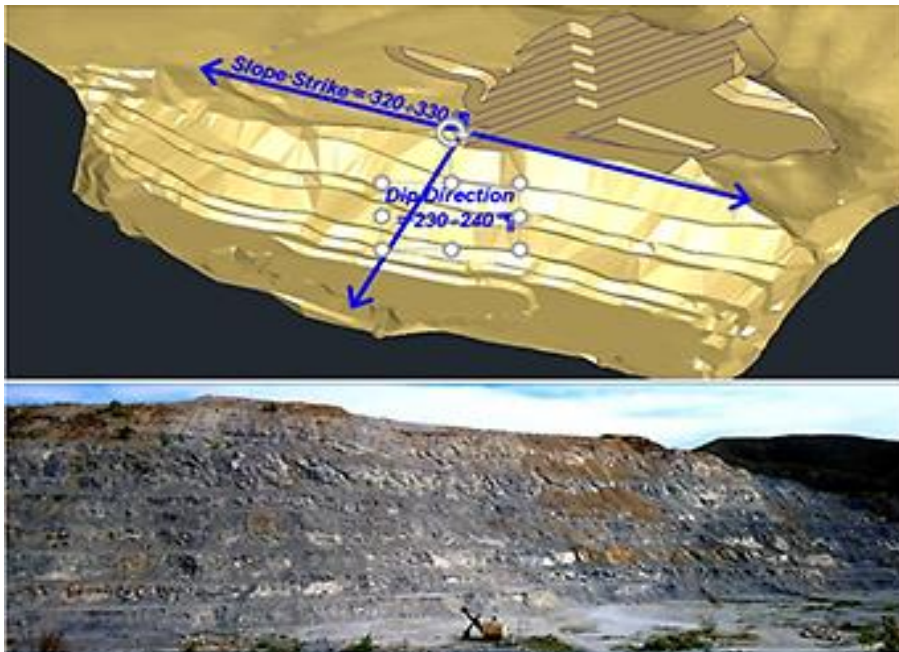


Рисунок 1. Фактическое состояние северо-восточного борта карьера

Литературный обзор. В советской и российской геомеханике для прогноза разрушения крепких скальных пород традиционно используется критерий прочности Кулона-Мора. Наряду с ним в зарубежной практике получил широкое распространение и признание международным сообществом геомехаников ISRM (International Society for Rock Mechanics) нелинейный критерий хрупкого разрушения пород Хука-Брауна [1]. Он основан на большом количестве опытных данных и предложен в 1980 г.

Критерий Хука-Брауна определяет предельные значения максимальных главных напряжений σ_1 при боковом давлении σ_3 (т.е. прочность пород в объемном напряженном состоянии) по формуле параболы:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_0 \left(m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_0} + s \right)^{0,5},$$

где: σ_0 – прочность при одноосном сжатии ненарушенной породы в образце (Uniaxial Compressive Strength – UCS или *sigci*); m_i , s – параметры, зависящие от типа породы, причем

для ненарушенной породы в образце $s = 1$.

Индекс i у показателя m_i означает, что он относится к образцу ненарушенной породы (Intact). На рис. 2 показаны предельные кривые критерия прочности Хука-Брауна при различных значениях параметра m_i . Вид данной диаграммы показывает, что параметр m_i в критерии Хука-Брауна является аналогом угла внутреннего трения в критерии Кулона-Мора [2, 3], т.е. данный параметр характеризует прирост прочности породы σ_1 при увеличении бокового давления σ_3 . Параметр s аналогичен сцеплению пород в критерии Кулона-Мора.

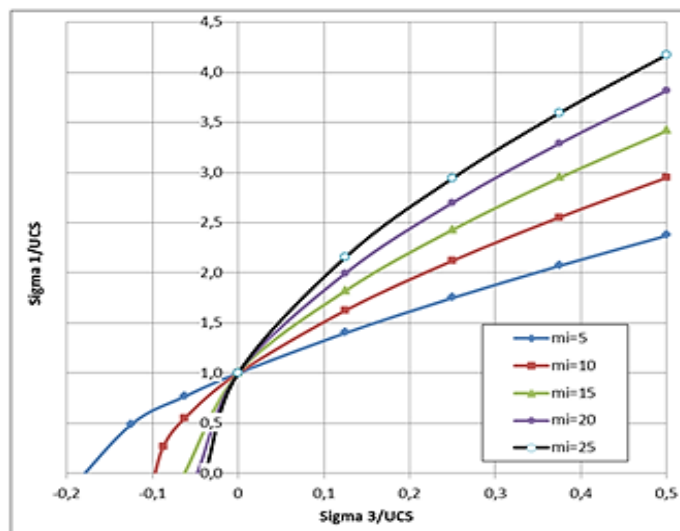


Рисунок 2. Критерии прочности Хука-Брауна при различных значениях параметра m_i

Материалы и методы исследования. Для расчетов и построения паспортов прочности пород по критерию Хука-Брауна использована программа RocData_v5 (RocScience Inc).

В программе RocData предусмотрено специальное меню, использующее лабораторные данные испытаний данной породы при одноосном сжатии UCS , растяжении (Uniaxial Tensile Strength – UTS или sig_t), а также результаты трехосного сжатия (Triaxial Compression Test) при разных уровнях бокового давления.

Паспорт прочности для известняков Сажаевского карьера построен на основе единичных значений прочности при одноосном сжатии UCS и среднего значения прочности при растяжении UTS (рис. 3).

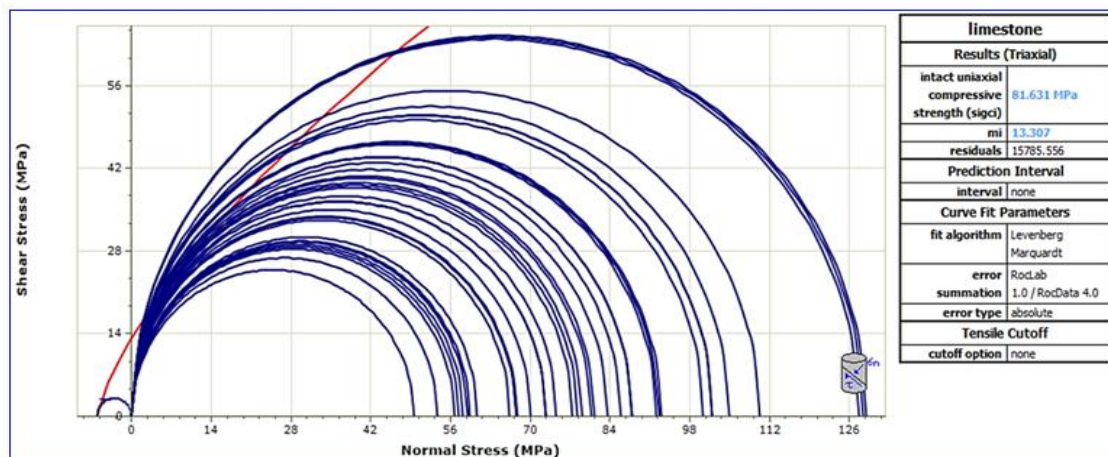


Рисунок 3. Паспорт прочности известняков

Параметры Хука-Брауна $sigci$ и m_i определяются из уравнения огибающей паспорта прочности (показана красным цветом) и составляют: прочность при одноосном сжатии $sigci = 82$ МПа, показатель $m_i = 13$. Следует отметить, что расчетное значение $sigci = UCS$.

Более 20 лет Э. Хук и Е.Т. Браун совершенствовали свой критерий разрушения, вводя в него новые параметры. На рис. 4 новый фактор D (Disturbance Factor), который отражает степень повреждения законтурного массива взрывными работами [4, 5].

Для Сажаевского карьера примем $D = 1$.

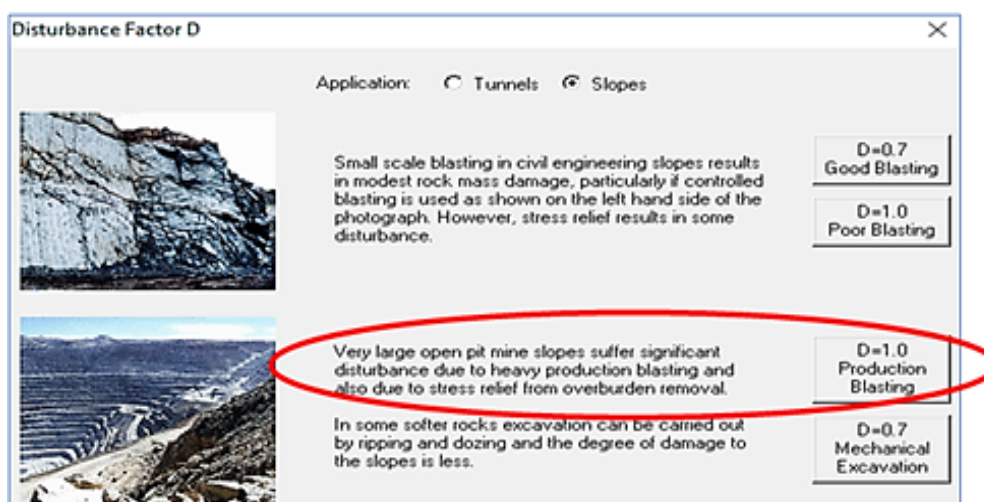


Рисунок 4. Рекомендации по определению фактора повреждения законтурного массива взрывными работами

С помощью программы RocData произведен расчет прочностных и деформационных свойств однородного трещиноватого массива Сажаевского месторождения (рис. 5).

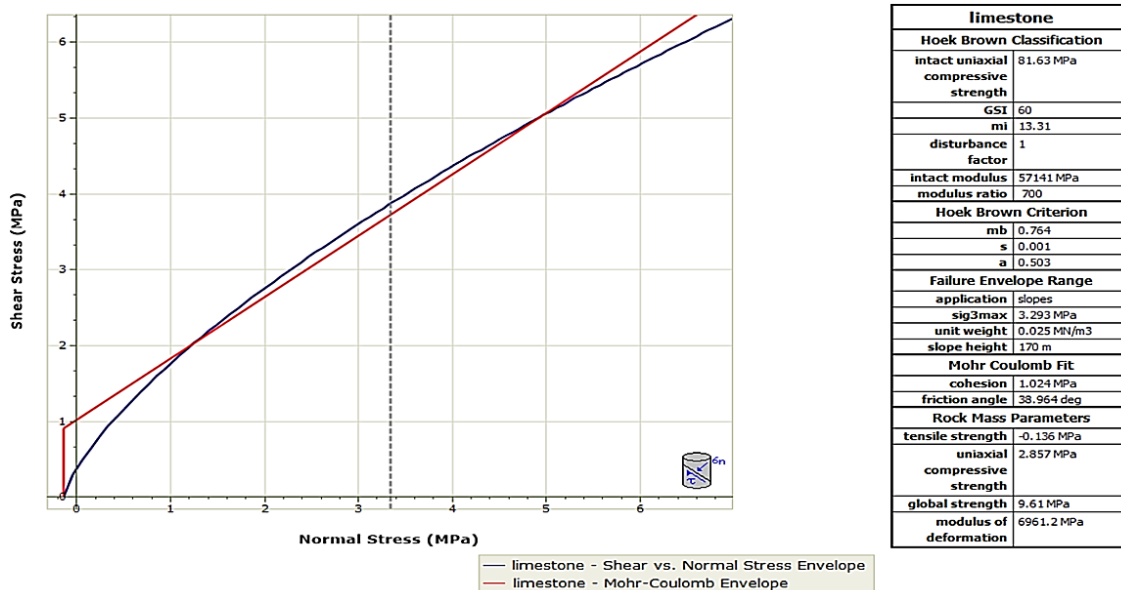


Рисунок 5. Критерии прочности массива известняков в масштабе борта карьера
 Синяя огибающая линия показывает график прочности Хука-Брауна с учетом трещиноватости (индекс *GSI*) и взрывного воздействия (фактор *D*). Красная прямая линия является критерием прочности Кулона-Мора, определенная для нормальных нагрузок в масштабе борта карьера высотой *H* = 170 м, с помощью которой получены сцепление и угол трения в трещиноватом массиве: *C_m*, *φ_m*. Результаты расчетов приведены в табл. 1.

Таблица 1. Свойства трещиноватого массива известняков

| | |
|-------------------------------------------------------------------|--------|
| свойства известняка в образцах | |
| прочность при сжатии <i>UCS</i> , МПа | 82 |
| параметр <i>m_i</i> | 13 |
| показатель повреждения пород взрывом <i>D</i> | 1 |
| $MR = E_i / UCS$ | 700 |
| модуль упругости <i>E_i</i> , ГПа | 57.1 |
| характеристика трещиноватости | |
| геологический индекс прочности <i>GSI</i> | 60 |
| параметры критерия прочности Хука-Брауна | |
| <i>mb</i> | 0.764 |
| <i>s</i> | 0.001 |
| <i>a</i> | 0.503 |
| параметры аппроксимации для критерия прочности Кулона-Мора | |
| удельный вес пород, МН/м ³ | 0.025 |
| высота борта карьера, м | 170 |
| горизонтальные напряжения, МПа | 3.3 |
| параметры критерия прочности Кулона-Мора в массиве | |
| сцепление в трещиноватом массиве, МПа | 1.024 |
| угол внутреннего трения, град. | 39 |
| свойства трещиноватого массива | |
| прочность массива при растяжении <i>sig_t</i> , МПа | -0.136 |

| | |
|--------------------------------------------------|------|
| прочность массива при сжатии σ_{cm} , МПа | 9.61 |
| модуль деформации массива E_{rm} , ГПа | 7.0 |

Данные свойства трещиноватого массива известняков будут использованы при численном моделировании устойчивости бортов.

Кинематический анализ уступов [5, 6] заключается в расчете устойчивости блоков пород, отделенных от массива трещинами, под действием собственного веса. Силами, удерживающими заколотые блоки пород от сдвижения (вывала, обрушения), являются трение и сцепление по трещинам. Для их определения проводят прямые испытания на сдвиг по трещинам (Direct Shear Test).

Более предпочтительный путь – это определение параметров сопротивления сдвигу по трещинам обратными расчетами по фактам происшедших деформаций [6, 7]. В этом случае учитываются масштабный эффект, длительность стояния откосов, воздействие взрывов и атмосферных осадков. Как показано в работах [8, 9, 10], надежное значение угла трения по трещинам можно получить и лабораторными тестами. Величину сцепления по трещинам более точно дают обратные расчеты. Для этого необходимо иметь базу данных о геометрии происшедших деформаций. Часто эту задачу также решают с помощью цифровой стереофотограмметрической съемки откосов по технологии Sirovision.

Визуальными наблюдениями установлено, что на СВ борту Сажаевского карьера широко распространены деформации плоского скольжения по согласным трещинам, падающим в карьер, и клиновидные вывалы по пересекающимся секущим трещинам (рис. б). Математический аппарат для анализа условий реализации данных типов деформаций различается [11, 12].

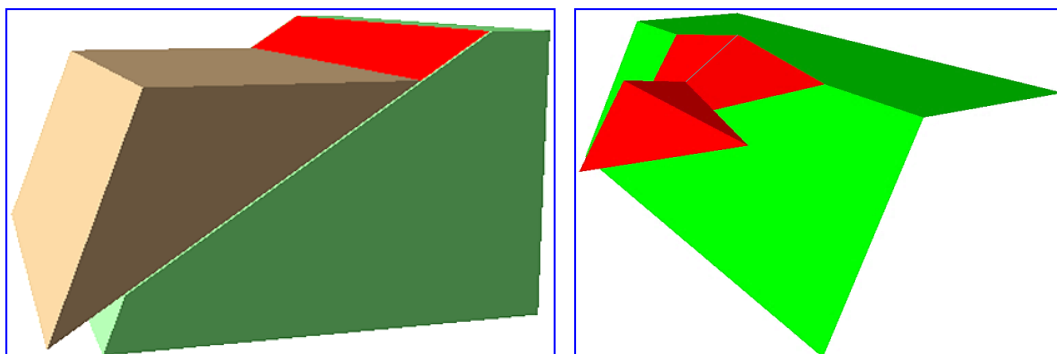


Рисунок 6. Деформации уступов: слева – плоское скольжение (Planar Sliding); справа – клиновидный вывал (Wedge Failure)

Программа Dips формирует окна элементов залегания трещин, при попадании в которые они могут вызвать деформации того или иного типа, и подсчитывает процент критически ориентированных трещин. Данный процент в первом приближении (очень грубо) можно считать вероятностью появления деформаций при заданном угле заоткоски уступов. Для более точных стохастических расчетов (например, с помощью программы SBlock) необходимо гораздо больше данных о трещиноватости массива.

В международной практике [3, 5] общепринятым критерием допустимости деформации является вероятность обрушений уступов в пределах 25...50 % в зависимости от типа борта (рабочий или предельный), ширины предохранительных берм и места расположения уступов (по отношению к транспортным съездам). С учетом неполноты данных о

трещиноватости массива в дальнейших расчетах для Сажаевского карьера примем допустимую вероятность локальной неустойчивости отдельных уступов не более 25 %.

Данные о трещиноватости массива использованы для кинематического анализа устойчивости уступов СВ борта с помощью программы Dips 6 со следующими исходными данными: простирание уступов – 320...330°; азимут линии наклона уступов – 230...240°; угол наклона уступов – 70°; угол трения по трещинам равен $\phi' = 30^\circ$.

Анализ возможности деформаций плоского скольжения (Planar Sliding) в уступах СВ борта приведен на рис. 7.

Окно, при попадании в которое по трещинам будет происходить плоское скольжение блоков с уступа в карьер, ограничено с одной стороны углом трения по трещинам 30°, с другой стороны – углом наклона уступов 70° и залито цветом. Кинематический анализ показывает, что практически по всем (94 %) трещинам второй системы с падением в карьер и по 60 % трещин третьей системы могут происходить деформации плоского скольжения. Исключение составляют нарушения, угол падения которых меньше угла трения по трещинам 30°. Также плоское скольжение невозможно, если угол падения трещины больше угла наклона уступа. Поэтому при уменьшении угла наклона уступов возможности для плоского скольжения блоков пород по трещинам, падающим в карьер, уменьшаются [14, 15].

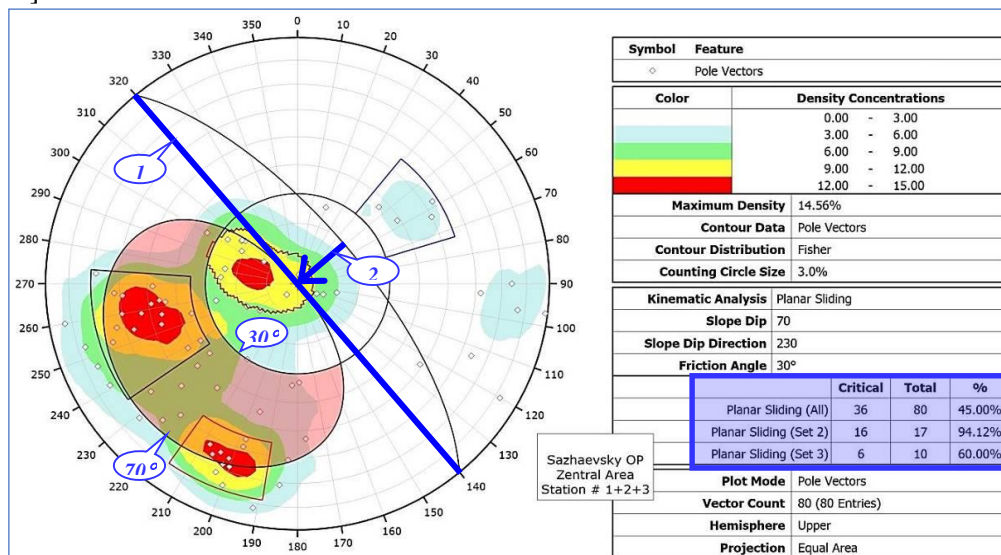


Рисунок 7. Кинематический анализ деформации плоского скольжения в СВ борту:

1 – простирание уступов с азимутом 140...320°; 2 – направление наклона уступов под углом 70° с азимутом 230°

Анализ возможности деформаций клиновидных вывалов (Wedge Sliding) в уступах СВ борта приведен на рис. 8. Клиновидные вывалы блоков пород по пересекающимся трещинам, секущим борт, происходят, если линия их пересечения (Intersection) наклонена в карьер под углом больше, чем угол трения по трещинам (30°), но меньше угла наклона откоса (70°). В СВ борту 80 зарегистрированных трещин, использованных в анализе, образуют 3160 пересечений. Из них в критическую область возможных клиновидных вывалов (залита цветом на рис. 8) попадают 1091 пересечение, т.е. 35 %.

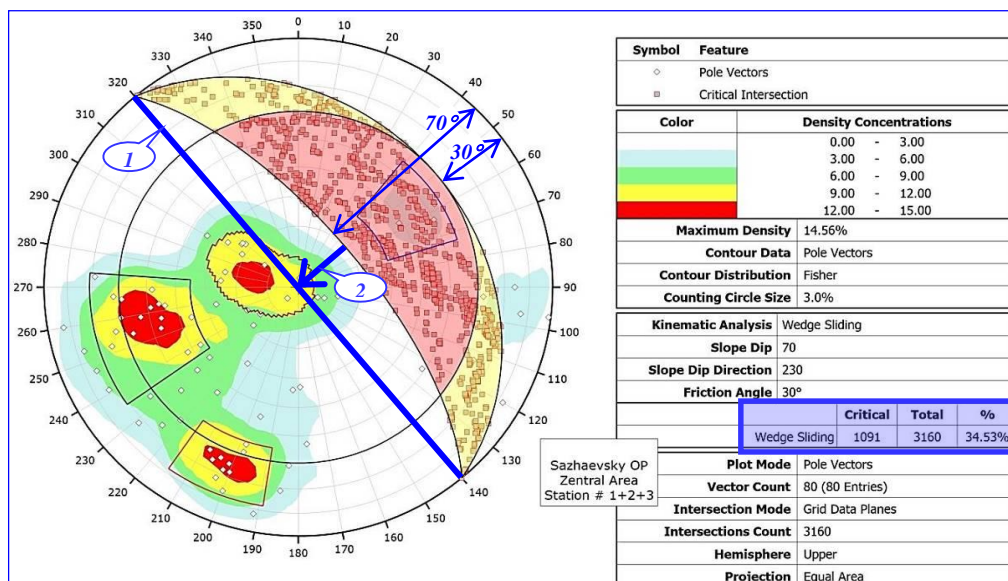


Рисунок 8. Окно кинематического анализа клиновидных вывалов в северном борту: 1 – простираение уступов с азимутом 140...320°; 2 – направление наклона уступов под углом 70° с азимутом 230°

Кинематический анализ устойчивости уступов СВ борта Сажаевского карьера, оформленного по проекту 1-ой очереди, показал достаточно высокие частоты (вероятности) деформаций и плоского скольжения, и клиновидных вывалов. Они значительно превышают приемлемые в мировой практике вероятности (частоты) деформаций 25...50 %. Это означает, что фактическое состояние СВ борта, не соответствующее нормам промышленной безопасности из-за утери улавливающей способности берм за счет их обрушений и засыпки, обусловлено кинематической неустойчивостью уступов.

Традиционный путь повышения устойчивости уступов – это уменьшение углов их наклона. В программе Dips определены в первом приближении (очень грубо) вероятности плоских и клиновых деформаций при разных углах наклона уступов (рис. 9).

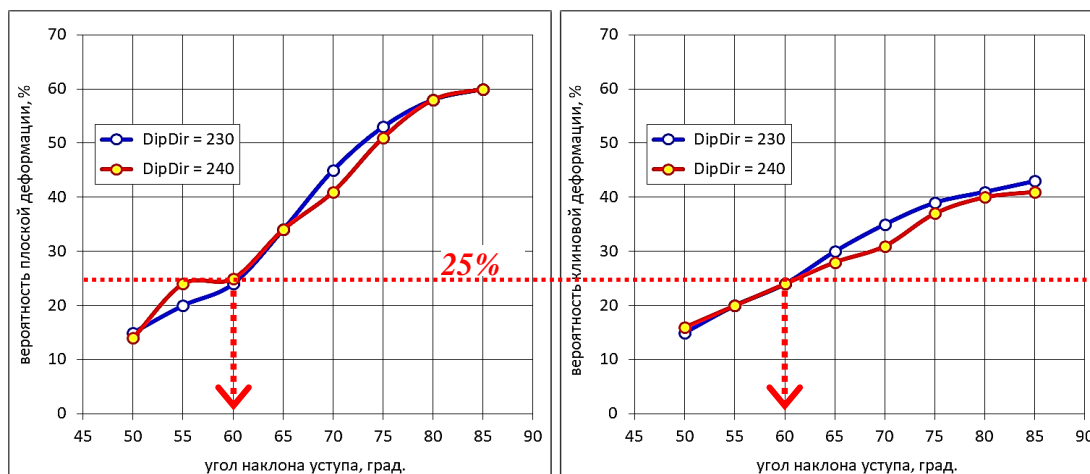


Рисунок 9. Вероятности плоских и клиновых деформаций уступов СВ борта карьера

Видно, что для снижения частоты деформаций до 25 % угол наклона уступов должен

быть не более 60° . Для подтверждения данного вывода необходимы дополнительные расчеты на устойчивость.

На рис. 10 и 11 представлено фактическое положение северо-восточного борта карьера по разрезам III, IV, IX.



Рисунок 10. Фактическое положение северо-восточного борта карьера по разрезам III, IV, X



Рисунок 11. Расчетные схемы по разрезам СВ борта карьера

Факт сработки уступов и берм в результате плоских и клиновидных деформаций позволяет сделать обратный расчет сопротивления сдвигу по трещинам [9, 13]. Для этого использована программа Swedge (RocScience Inc). В ней заданы: средние элементы залегания двух систем трещин с корректировкой угла падения первой системы на средний фактический угол откосов 42° ; оформление уступов высотой 10 м с углом наклона 70° ; угол трения по трещинам $\varphi' = 30^\circ$. Обратный расчет сцепления по трещинам C' сводится к подбору такого его значения, при котором запас устойчивости клиновидного блока (Safety Factor), сформированного в откосе трещинами второй и третьей системы, будет равен 1,00. Результаты обратного расчета (Safety Factor = 1,003) показаны на рис. 12.

| Geometry | Forces |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------|
| Joint Set 1 Dip (deg): 42 | Joint Set 1 Dip Direction (deg): 259 |
| Joint Set 1 Cohesion (t/m2): 1.15 | Joint Set 1 Friction Angle (deg): 30 |
| Joint Set 2 Dip (deg): 66 | Joint Set 2 Dip Direction (deg): 202 |
| Joint Set 2 Cohesion (t/m2): 1.15 | Joint Set 2 Friction Angle (deg): 30 |
| Upper Face: 0 | |
| Slope Face: 70 | Slope Face Dip Direction (deg): 240 |
| <input type="checkbox"/> Tension Crack Dip (deg): 70 Dip Direction (deg): 165 Trace Length (m): 0 | |
| Slope Properties Slope Height (m): 10 Unit Weight (t/m3): 2.5 <input type="checkbox"/> Bench Width (m): 6.24157 <input type="checkbox"/> Overhanging | |
| Safety Factor = 1.00372 Wedge Weight = 679.18 tonnes Sliding on Joint 1 | |

Рисунок 12. Обратный расчет сцепления по трещинам

Результаты и их обсуждения. По результатам обратного расчета сцепление по трещинам в известняках Сажаевского карьера составляет $C' = 1,7 \text{ т/м}^2$. Это в 3 раза меньше, чем по результатам лабораторных тестов на прямой сдвиг (5 т/м^2). Данная разница есть проявление масштабного эффекта, длительности стояния откосов, воздействия карьерных взрывов и других факторов, которые невозможно воспроизвести в лаборатории.

Проектный контур 2-ой очереди карьера имеет достаточно сложную форму с меняющимися направлениями уступов. На рис. 13 показаны азимуты простирания уступов и направлений их наклона, которые необходимы для расчета устойчивости откосов. На нем же обозначены номера сечений для расчета устойчивости бортов.

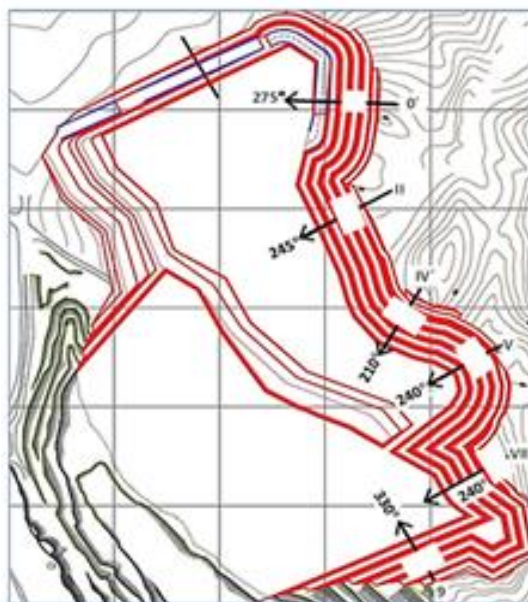


Рисунок 13. Проектный контур 2-ой очереди карьера

С помощью программы Swedge проведены расчеты устойчивости уступов высотой 10

м с углом наклона 80° . Установлено, что в зависимости от ориентировки борта в плане они имеют запас устойчивости 1,3...2,0.



Рисунок 14. Рекомендуемые направления борта карьера

Рассмотрен наиболее неблагоприятный вариант: устойчивость строенных уступов высотой 30 м с углом наклона 60° при разной ориентировке борта в плане.

Использованные исходные данные о трещиноватости массива (Joint Set 1, 2), свойствах трещин (Cohesion = C' , Friction Angle = φ'), геометрии откоса (Slope Face) показаны на рис. 15. На нем же приведен пример расчета в сечении II коэффициента запаса устойчивости уступа (Safety Factor) с углом наклона 60° (Dip) и направлением наклона Dip Direction = 245° (азимутот простирания борта 335°).

Результаты расчета приведены на рис. 16.

| Deterministic Input Data | | | | |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------|---------------------|-----------------|----------------------|
| Geometry | | | | |
| | Dip (deg) | Dip Direction (deg) | Cohesion (t/m2) | Friction Angle (deg) |
| Joint Set 1 | 52 | 259 | 1.7 | 30 |
| Joint Set 2 | 66 | 202 | 1.7 | 30 |
| Upper Face | 0 | 0 | | |
| Slope Face | 60 | 245 | | |
| <input type="checkbox"/> Tension Crack | | | | |
| | Dip (deg) | 70 | | |
| | Dip Direction (deg) | 165 | | |
| | Trace Length (m) | 0 | | |
| Distance in meters Force in Tonnes (1000 kg) | | | | |
| Slope Properties Slope Height (m) 30 Unit Weight (t/m3) 2.5 <input type="checkbox"/> Bench Width (m) 5.5924 <input type="checkbox"/> Overhanging | | | | |
| Safety Factor = 1.08012 Wedge Weight = 1987.19 tonnes Sliding on Line of Intersection: Trend = 257.277 Plunge = 51.9874 | | | | |
| <input type="button" value="OK"/> <input type="button" value="Отмена"/> <input type="button" value="Применить"/> | | | | |

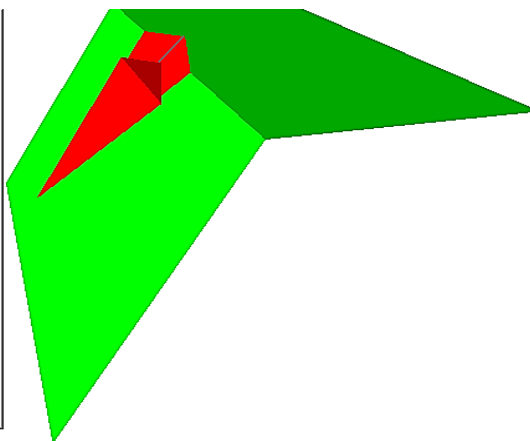


Рисунок 15. Исходные данные (слева) и пример расчета запаса устойчивости уступов



Рисунок 16. Зависимость устойчивости уступов от их направления

Заключение. Полученные результаты показывают, что запроектированные участки СВ борта располагаются в неблагоприятных направлениях, в которых уступы высотой 30 м даже с углом наклона 60° не имеют достаточного запаса устойчивости. Чтобы кардинально изменить ситуацию, необходимо ориентировать борт карьера или участки борта с азимутом простирания $325...310^\circ$ (на рис. 14 данные направления показаны синими линиями). Для этого необходима корректировка проекта 2-ой очереди карьера. Если не изменить проектные направления уступов, то даже при их заоткоске под углами 60° их конечное состояние будет близко к сегодняшнему на контуре 1-ой очереди.

По результатам кинематического анализа устойчивости уступов на финальном контуре 1-ой очереди карьера, обратного расчета сопротивления сдвигу по трещинам по фактическому состоянию уступов на финальном контуре 1-ой очереди карьера, расчета устойчивости уступов высотой 30 м на проектном контуре 2-ой очереди карьера кинематическим методом рекомендуется откорректировать проект 2-ой очереди отработки Сажаевского карьера в части:

- уменьшить угол наклона уступов на предельном контуре до 60° ;
- изменить конечный контур карьера, исключив на северо-восточном борту направления с азимутами простирания $330\div 360^\circ$, т.к. в этом диапазоне направлений не обеспечивается устойчивость уступов даже при угле их наклона 60° ;
- при постановке на предельный контур использовать технологии заоткосных работ (буферное взрывание, предварительное щелеобразование, контурное взрывание, гладкий откол и т.п.) либо проектную ширину берм безопасности увеличить до 12 м.

Список литературы

1. Hoek-Brown failure criterion and GSI. – 2018. – www.rocscience.com
2. Hoek E., Diederichs M.S. (2006). Empirical estimation of rock mass modulus // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 43. – Pp. 203–215.
3. Guidelines for Open Pit Slope Design (2010) // Edited J. Read, P. Stacey. – CSIRO, Australia. – 496 p.
4. Руководство по проектированию бортов / Под ред. Дж. Рида, П. Стейси. – Полиметалл, 2016. – 527 с.
5. Wyllie, D. C. and Mah, C.W. (2004). Rock Slope Engineering. Civil and mining. 4th edition. – Spon Press. London – NY. – 431 pp.

6. Хормазабаль Э. и др. Методика обратных расчетов сцепления и трения по трещинам по фактам вывалов с бортов карьеров // *Маркшейдерия и недропользование*, 2016. – № 4. – С. 44-48.
7. Hormazabal E. et al. Methodology of Back Analysis of cohesion & friction of Joints based on Pit Slope Failure Events // *Australasian Mine Safety Journal*. – Winter 2019. – Pp. 95-98.
8. Krupnik, L.A., Shaposhnik, Shaposhnik, S.N., Nurshaiykova, Tungushbaeva, Z.K. (2017) Technology of Backfill Preparation Based on Cement-and-Slag Binder in Orlov Mine // *Journal*, 2017. – 53(1) . – Pp. 77-83. – DOI:10.1134/S1062739117011872; (in Eng.).
9. M.V. Doudkin, B. Apshikur, A.I. Kim, T.T. Ipalakov, E.A. Asangaliev, M. Mlynczak, Z.K. Tungushbaeva, (2019) Development of mathematical models describing the processes occurring in the railway track construction as a whole, or in the work of its individual elements // *News of National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan*. – DOI: 10.32014/2019.2518-170X.120 (in Eng.).
10. Makarov, A.B., Ananin, Mosyakin, D.V. Weakening of failed rocks and sinking conditions // *Gornyi Zhurnal*, 2017, (3). – Pp. 32-36. – DOI:10.17580/gzh.2017.03.06 (in Eng.).
11. Kashnikov, Ashikhmin, S.G., Shustov, Fandeev, A.E., Ananin, A.I. (2010) Geomechanical estimate of the rock mass state in the course of deep level mining in terms of the tishinsk deposit // *Journal*, 2010, 46(2). – Pp. 128-135. – DOI: 10.1007/s10913-010-0017-6 (in Eng.).
12. Ananin, A.I., Tungushbayeva, Nurshaiykova, G.T., Kalelova(2022) Top-down cut-and-fill mining method at the Pervomayskiy deposit of the Donskoy mining and beneficiation plant., *News*,2022, 2022(4) . – Pp. 16-27. – DOI:10.32014/2022.2518-170X.197
13. Hoek, E., Carter, T.G., Diederichs, M.S. (2013). Quantification of the Geological Strength Index chart .. – ARMA 13-672.
14. Hutchison, D.J., Diederichs, M.S. (1996). Cablebolting in Underground Mines.
15. Using the Q-system. Handbook Rock mass classification and support design (2013). – www.ngi.no

References

1. Hoek-Brown failure criterion and GSI. – 2018. – www.rocsience.com
 2. Hoek E., Diederichs M.S. (2006). Empirical estimation of rock mass modulus // *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 43. – Pp. 203-215.
 3. Guidelines for Open Pit Slope Design (2010) // Edited J. Read, P. Stacey. – CSIRO, Australia. – 496 p.
 4. Guidelines for the design of open pit walls // Edited by J. Reid, P. Stacey. – Polymetal, 2016. – 527 p.
 5. Wyllie, D. C. and Mah, C.W. (2004). *Rock Slope Engineering. Civil and mining*. 4th edition. – Spon Press. London – NY. – 431 p.
 6. Khormazabal E. et al. Methodology for reverse calculations of adhesion and friction along cracks based on the facts of falls from the sides of open pits // *Mine surveying and subsoil use*, 2016. – No . 4. – Pp. 44-48.
 7. Hormazabal E. et al. Methodology of Back Analysis of cohesion & friction of Joints based on Pit Slope Failure Events // *Australasian Mine Safety Journal*. – Winter 2019. – Pp. 95-98.
 8. Krupnik, L.A., Shaposhnik, Shaposhnik, S.N., Nurshaiykova, G.T., Tungushbaeva (2017) Technology of Backfill Preparation Based on Cement-and-Slag Binder in Orlov Mine // *Journal*, 2017, 53(1). – Pp. 77-83. – DOI:10.1134/S1062739117011872; (in Eng.).
 9. M.V. Doudkin, B. Apshikur, A.I. Kim, T.T. Ipalakov, E.A. Asangaliev, M. Mlynczak, Z.K. Tungushbaeva, (2019) Development of mathematical models describing the processes occurring in the railway track construction as a whole, or in the work of its individual elements // *News of National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan*. – DOI: 10.32014/2019.2518-170X.120 (in Eng.).
 10. Makarov, A.B., Ananin, Mosyakin, D.V. Weakening of failed rocks and sinking conditions // *Gornyi Zhurnal* , 2017, (3). – Pp. 32-36. – DOI:10.17580/gzh.2017.03.06 (in Eng.).
 11. Kashnikov, Ashikhmin, S.G., Shustov, Fandeev, A.E., Ananin (2010) Geomechanical estimate of the rock mass state in the course of deep level mining in terms of the tishinsk deposit // *Journal of Mining Science*, 2010, 46(2). – Pp. 128-135. – DOI: 10.1007/s10913-010-0017-6 (in Eng.).
 12. Ananin, Tungushbayeva, Z.K., Nurshaiykova, Kalelova, G.Zh.(2022) Top-down cut-and-fill mining method at the Pervomayskiy deposit of the Donskoy mining and beneficiation plant., *News*,2022, 2022(4). – Pp. 16–27. – DOI:10.32014/2022.2518-170X.197
 13. Hoek, E., Carter, T.G., Diederichs, M.S. (2013). Quantification of the Geological Strength Index chart. – ARMA 13-672.
 14. Hutchison, D.J., Diederichs, M.S. (1996). Cablebolting in Underground Mines.
 15. Using the Q-system. Handbook Rock mass classification and support design (2013). – www.ngi.no
-