

Некоммерческое Акционерное Общество  
Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова

УДК622.2

На правах рукописи

**ЖИЕНБАЕВ АБЗАЛ БАХИТОВИЧ**

**Геомеханическое обоснование повторной разработки целиков на основе  
данных комплексного мониторинга состояния массива горных пород**

8D07202 – Горное дело

Диссертация на соискание степени  
доктора философии (PhD)

Научные консультанты  
доктор технических наук,  
доцент  
Е.А. Абеуов

Зарубежный научный консультант  
доктор технических наук,  
профессор,  
А.Б. Макаров

Республика Казахстан  
Караганда, 2024

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	4
<b>1 ИЗУЧЕННОСТЬ ВОПРОСА И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЙ</b> .....	9
1.1 Повторная разработка целиков при камерно-столбовой системы разработки.....	9
1.2 Комплексный геомеханический мониторинг.....	14
1.3 Визуальные наблюдения за состоянием выработанного пространства (целиков и кровли камер) .....	16
1.4 Инструментальные наблюдения за сдвижением земной поверхности.....	22
1.5 Контроль техногенной сейсмической активности массива с использованием современных автоматизированных систем, работающих в непрерывном режиме.....	28
1.6 Космическая радарная съемка (интерферометрия) за сдвижением земной поверхности Жезказганского месторождения.....	33
Выводы по первому разделу, и постановка задач исследования.....	37
<b>2 РЕЗУЛЬТАТЫ ШАХТНОГО ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ЗА СОСТОЯНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА (ЦЕЛИКОВ И КРОВЛИ КАМЕР)</b> .....	39
2.1 Устойчивость пролета кровли камер.....	40
2.2 Устойчивость междукамерных целиков.....	49
Выводы по второму разделу.....	50
<b>3 РЕЗУЛЬТАТЫ МОНИТОРИНГА ЗА СДВИЖЕНИЕМ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ</b> .....	52
3.1 Инструментальный мониторинг.....	52
3.2 Спутниковый мониторинг.....	55
Выводы по третьему разделу.....	60
<b>4 ОПРЕДЕЛЕНИЕ КРИТЕРИЕВ ЗОН ОБРУШЕНИЯ НАЛЕГАЮЩЕЙ ТОЛЩИ</b> .....	61
4.1 Результаты работ по определению границ зон обрушений налегающей толщи над погашенными панелями рудника Жомарт.....	61
4.2 Моделирование фактического состояния напряженно-деформированного состояния налегающей толщи над участками повторных отработок целиков на руднике Жомарт.....	68
4.3 Определение условия полной подработки земной поверхности на руднике Жомарт.....	75
Выводы по четвертому разделу.....	82
<b>5 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА СДВИЖЕНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ПОВТОРНОЙ ОТРАБОТКЕ ЦЕЛИКОВ ДЛЯ УСЛОВИЙ РУДНИКА ЖОМАРТ</b> .....	83
5.1 Анализ имеющихся нормативных документов по охране зданий и сооружений от вредного влияния подземных горных работ на руднике	

Жомарт.....	83
5.2 Методика расчета сдвижения земной поверхности при повторной отработке целиков для условий рудника Жомарт.....	90
5.3 Прогноз сдвижения земной поверхности при повторной разработке целиков на всей площади первой очереди рудника Жомарт.....	93
Выводы по пятому разделу.....	95
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....</b>	<b>97</b>
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....</b>	<b>98</b>

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность темы исследования.** Согласно правилам [1] повторная разработка целиков должна сопровождаться комплексным геомеханическим мониторингом. Полный комплекс геомеханического мониторинга состоит из:

- визуального (шахтного) наблюдения за процессами разрушения конструктивных элементов камерно-столбовой системы разработки;
- инструментальных замеров по профильным линиям процесса оседания (сдвижения) земной поверхности при отработке камерных запасов и повторной разработке целиков;
- непрерывного сейсмического (приборного) мониторинга за процессами разрушения налегающей толщи;
- и другие при необходимости.

Комплексным геомеханическим мониторингом всеми тремя видами на рудниках ТОО «Корпорация Казахмыс» охвачены рудника на Жезказганском месторождении и рудник Жомарт [2].

Рудник Жомарт отрабатывается панельно-столбовой системой разработки (подвид камерно-столбовой системы разработки) с 2006 года [3]. Повторная разработка целиков начата в опытно-промышленном порядке в 2009 году.

Начиная с августа 2017 года, на руднике Жомарт сейсмической системой мониторинга отмечается нарастание техногенной сейсмической активности массива в районах ведения повторной разработки. Наиболее сильные сейсмические события зарегистрированы всеми сейсмостанциями сейсмологической службы РК, как техногенные землетрясения.

Наблюдения за оседаниями реперов профильных линий показывают, сдвижением горных пород достигло земной поверхности с максимальными значениями около 100 мм в районе панелей 42-44 (в которых МКЦ отработаны, а БЦ оставлены) и по панелям 39, 1, 2, 3 расположенных по профильной линии 1.

Нарастание сейсмической активности массива и сдвижения земной поверхности говорят об ухудшении геомеханической обстановки на руднике Жомарт. Причины ухудшения геомеханической ситуации:

- много локальных участков извлечения целиков с небольшими пролетами погашения, участки между которыми оказываются перегруженными;
- зависание толщи пород на неотработанных БЦ и МЦ, создающее опорное давление на них и окружающий массив;
- не соблюдение проектного порядка повторной отработки; в частности, преждевременная прорезка БЦ с опережением фронта погашения более чем на 3 ряда МКЦ.

В 2020-21 года земная поверхность рудника Жомарт была охвачена спутниковом мониторингом, в 2021 году проводились работы по определению зон обрушения налегающей толщи над участками повторных разработок с помощью сейсморазведочных технологий, с 2021 года проводятся опытно-

промышленные работы по применению массивных целиков. Все это дает возможность более детально рассмотреть вопрос безопасных условий повторных разработок с учетом результатов комплексного геомеханического мониторинга и проведенных научно-исследовательских работ.

**Степень научной разработанности темы исследования.** Основными конструктивными элементами при камерно-столбовой системе разработки являются потолочина и целик. Устойчивость потолочины и целиков, при первичной отработке камерных запасов и вторичной отработке целиков с погашением выработанного пространства, являются основными показателями для эффективного и безопасного ведения горных работ.

Методами расчетов параметров потолочины и целиков занимались многие ученые, такие как: Абеов Е.А., Байтажиков А.Е., Зейнулин А.А. и др., Аманжолов Э.А., Еркешов А., Бирюков К.С., Борщ-Компониц В.И., Гомес Ц., Гулевич Г.Е., Давыдова Н.А., Ержанов Ж.С., Кузнецов Г.Н., Либерман Ю.М., Модестов А.Ю., Мустафин М.Г., Нестеренко Г.Т., Палий В.Д., Пасечник И.И., Протосеня А.Г., Рахимов В.Р., Руппенейт К.В., Рыбаков В.И., Слесарев В.Д., Стаматиу М., Цимбаревич П.М., Чабдарова Ю.И., Чарковский К.И., Шевяков Л.Д., Юн Р.Б., и другие [4-72].

В настоящее время вопросу повторной разработки уделяется большое внимание. Эффективность повторной разработки зависит от параметров первичной разработки, но имеет ряд особенностей, которые освещены в работах: Алипбергенов М.К., Юн А.Б., Зайцев О.Н. и др., Байсаров Л.В., Ильяшов М.А., Демченко А.И., Бекбаев С.М., Еловиков И.В., Сейдалиев А.С., Битимбаев М.Ж., Бекбаев С.М., Гердт В.К., Борщаговский А.И., Яковлев Ю.И., Волков А.П., Жараспаев М., Зайцев О.Н. и др., Карпиков А.А., Макаров А.Б., Ким В.С., Мустафин М.Г., Юн А.Б., Goodman R.E., Kimmelman M.R., Hyde V., Madgwick R.J. и другие [73-99].

**Цель исследований:** Определение условий безопасного ведения повторной разработки целиков и управляемого погашения пустот с использованием данных комплексного мониторинга состояния массива горных пород.

**Идея работы** состоит в анализе результатов комплексного мониторинга, таких как натурные шахтные наблюдения за устойчивостью выработанного пространства, инструментальные замеры за сдвижением земной поверхности и сравнение их с результатами спутниковой радарной интерферометрии, применение сейсморазведочных технологии по определению зон обрушения над участками повторных разработок, математическое моделирование НДС массива, обратный расчеты деформации земной поверхности и налегающей толщи.

**Задачи исследования:**

1. Анализ изученности вопроса повторных разработок при камерно-столбовой системе разработки и комплексного геомеханического сопровождения горных работ.

2. Анализ данных визуального мониторинга состояния кровли выработанного пространства на участках опытно-промышленных работ с уменьшенными пролетами очистных камер для обеспечения безопасных условий отработки камерных запасов и целиков из открытого выработанного пространства.

3. Определение зависимости высоты свода обрушения от пролета повторной разработки, а также предельного пролета подработки, при котором происходит полная посадка налегающей толщи до поверхности с помощью сейсморазведки и численным моделированием.

4. Обоснование метода мониторинга всей площади повторной разработки для своевременной оценки риска развития опасных геомеханических ситуаций (техногенные землетрясения, воздушный удар)

5. Разработка методики расчета сдвижения земной поверхности для условий рудника Жомарт с целью прогноза сохранности поверхностных инженерных коммуникаций и транспортных путей.

#### **Методология и методы исследования:**

1. Статистический анализ устойчивости пролета кровли камер по результатам шахтных наблюдений и компьютерное моделирование с помощью программы RS2 (RocScience, Canada) процесса потери устойчивости тонкослоистой кровли очистных камер.

2. Сравнительный анализ полученных результатов двумя методами мониторинга сдвижения земной поверхности (интерферометрии и нивелирования).

3. Математическое моделирование устойчивости налегающей толщи с помощью программы Examine2D и сопоставление полученных данных с результатами сейсморазведки.

4. Расчетный и графический метод определения углов сдвижения пород на руднике Жомарт на основании инструментальных данных оседания земной поверхности.

#### **Научная новизна работы:**

1. Обоснована закономерность изменения запаса прочности периферийной части камеры в зависимости от ширины камеры (7, 8 и 9 м) и с учетом расстояния от границ камеры (м). Уменьшение пролета камеры на 1 м (с 9 до 8 м) снижает прогиб кровли в 2 раза (до 5 см); кроме того, значительно уменьшается глубина пробоя в кровле – до 1,75 м. Уменьшение пролета камеры еще на 1 м (с 8 до 7 м) снижает прогиб кровли до 2 см; Глубина разрушения в кровле также значительно уменьшается – до 1,33 м.

2. Практически доказана, что при камерно-столбовой системе разработки для условий рудника Жомарт, уменьшение ширины пролета кровли камер с 9 м до 7 м увеличивает ее устойчивость в десятки раз.

3. Методом сравнения результатов спутниковой радарной интерферометрии и инструментального контроля (нивелирования) по профильным линиям за аналогичный период доказана возможность применения

новой технологии площадного мониторинга за сдвижением земной поверхности с точностью в несколько миллиметров.

4. По результатам определения зон обрушения налегающей толщи с помощью сейсморазведочных технологий получена достоверная математическая модель на основании которой получена зависимость образования свода обрушения от эквивалентного пролета участка погашения повторной отработки целиков ( $h_{обр} = 16,473e^{0,008L_э}$ ).

5. Методом математического моделирования для условий рудника Жомарт по результатам сейсморазведки определено условие полной подработки земной поверхности ( $H < 1,6L_э$  или  $L_э > H/1,6$ ).

6. Согласно результатов инструментального наблюдения за оседания земной поверхности по профильной линии №3 расположенная над ранее отработанной повторной разработкой целиков панели 2 определили, что углы сдвижения для налегающей толщи рудника Жомарт равны  $\nu = 107^\circ$ ;  $\beta = 73^\circ$ ;  $\gamma = 73^\circ$ ;  $\delta = 73^\circ$ ;  $\gamma' = 90^\circ$ ;  $\beta' = 90^\circ$ ;  $\delta' = 90^\circ$ .

7. На основании обратных расчетов максимальных оседания земной поверхности над ранее отработанными повторной отработкой панелями 42, 43, 44 определили функцию связывающую максимальные оседания земной поверхности с обратной степенной зависимости от соотношения глубины и эквивалентного пролета для условий рудника Жомарт и имеет вид  $\eta_m = m/[1 + (H/l_э)^{4,5}]$ .

#### **Научные положения, выносимые на защиту:**

На основе результатов геомеханического мониторинга за состоянием выработанного пространства установлено, что уменьшение ширины камеры при первичной и повторной разработке приводит к снижению сжимающих напряжений в кровле и бортах разработки по логарифмической зависимости, тем самым увеличивает их устойчивость.

По результатам геомеханического мониторинга за налегающей толщью с помощью сейсморазведочных технологии установлено, что высота свода обрушения зависит от пролета подработки и увеличивается по экспоненциальной зависимости до достижения полной подработки при котором происходит полная просадка налегающей толщи.

Согласно данным результатов геомеханического мониторинга за сдвижением налегающей толщи установлено, что при повторной разработке параметры сдвижения земной поверхности имеет обратно степенную зависимость от соотношения глубины разработки и пролета подработки.

**Достоверность** научных положений, выводов и рекомендаций достигнута обоснованием расчетных схем, учетом основных влияющих факторов в широком диапазоне их изменения, положительными результатами опытно-промышленных работ, статистической обработкой и сходимостью расчетных и натуральных данных.

**Теоретическая и практическая значимость работы.** Разработка методики расчета сдвижения земной поверхности при повторной разработке целиков на руднике Жомарт.

**Реализация работы.** Результаты исследования будут применены для планирования повторных разработок и прогноза сдвижения земной поверхности для исключения вредного влияния горных работ на поверхностную инфраструктуру.

**Степень достоверности и апробация работы.** Основные положения и результаты исследований были представлены на научных конференциях:

Сагиновские чтения №13 (КарТУ 2021).

I Международные Байконуровские чтения на тему: «Актуальные вопросы современной науки и образования».

Международная научно-практическая конференция (КарТУ, 2022) Формирование интеллектуального капитала в условиях цифровой трансформации: опыт, вызовы, перспективы».

**Публикация статей в журналы рекомендованных КОКСОН МОН РК:**

1. Труды университета №4 (КарТУ 2022).

2. Горный журнал Казахстана №2 (2023).

3. Горный журнал Казахстана №5 (2023).

Горный журнал Казахстана №9 (2023).

**Публикация статей в журналы рекомендованных из списка Scopus:**

**Структура и объем работы.** Диссертационная работа состоит из введения, 5 глав и заключения, изложена на 111 страницах машинописного текста, содержит 73 рисунков, 17 таблиц, список использованной литературы из наименований.

**Благодарности.** Автор выражает благодарность научному руководителю, доценту кафедры РМПИ КарТУ к.т.н. Е.А. Абеуову за помощь на разных этапах подготовки диссертационной работы, к.т.н. Д.К. Таханову, а также специалистам ТОО «Корпорация Казахмыс» главному геомеханику Д.В. Мосякину, д.т.н. профессор, член кор. РАЕН ISRM А.Б. Макарову, заместителю начальника геомеханического отдела М.А. Жараспаеву и коллективу кафедры РМПИ за поддержку.

# 1 ИЗУЧЕННОСТЬ ВОПРОСА И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЙ

## 1.1 Повторная разработка целиков при камерно-столбовой системы разработки

Повторная разработка на месторождениях в области Ұлытау Республики Казахстан отрабатываемая ТОО «Корпорация Казахмыс» подразумевает извлечение ранее оставленных целиков разного назначения при камерно-столбовой системе разработки для наиболее полноценного извлечения запасов из недр.

Камерно-столбовая система является эффективной технологией разработки пологих рудных залежей, обеспечивающей высокую производительность труда и интенсивность выемки. Условиями применения данной системы разработки являются высокая прочность руд и вмещающих пород. Технично-экономические показатели камерно-столбовой системы разработки с применением самоходного оборудования довольно высокие. Наряду с этим она имеет существенные недостатки – постоянное пребывание людей в открытом очистном пространстве, потери руды в целиках и увеличение объема пустот, поддерживаемого все возрастающим числом междукамерных целиков (МКЦ).

Камерно-столбовая система разработки – система разработки твердых полезных ископаемых (руда, уголь и др.) камерами, отделенными друг от друга целиками, поддерживающими кровлю. Применяют для разработки пологих и наклонных залежей с углами падения до 20° малой и средней мощности при устойчивых и среднеустойчивых руде и вмещающих породах.

На месторождениях, расположенных в области Ұлытау при камерно-столбовой системе на больших глубинах, для уменьшения опорного давления от налегающей толщи пород на междукамерные целики, рудные залежи разделяют на панели с помощью ленточных барьерных целиков. Которые в свою очередь воспринимая основную нагрузку на себя, тем самым разгружают междукамерные целики для наиболее безопасного и максимального извлечения камерных запасов. В таких случаях камерные запасы отрабатываются несколькими камерами с оставлением сплошных или столбчатых опорных целиков. Целики по своему назначению разделяются на междукамерные, барьерные, разделительные, охранные и другие. Они могут быть временными и постоянными. Для постоянных целиков принимают такие параметры которые обеспечивают поддержание выработанного пространства на длительное время, временные на период отработки камерных запасов.

Камерно-столбовую систему в классическом виде долгие годы применяли только с постоянными целиками (не извлекаемыми). В последние годы все чаще встречаются варианты камерно-столбовой системы с полной и частичной выемкой целиков. Этому способствовали такие факторы, как развитие и совершенствование технологии добычи руд, а также расширение масштабов применения твердеющей закладки [100, 101].

На сегодняшнем времени убедились [100, с. 5-86] в невозможности поддержания налегающих пород целиками в течении продолжительного времени. Известны случаи разрушения междукамерных целиков и обрушения пород кровли с выходом на земную поверхность на Жезказганском, Миргалимсайском, Вишневогорском и других рудниках.

Основными условиями, обеспечивающими устойчивость и безопасность отработки залежей камерно-столбовой системой с обрушением налегающих пород, являются планомерное подвигание фронта очистных работ, устойчивое состояние опорных и подзавальных целиков и надежное обрушение налегающих пород.

Практикой установлено, что фронты очистных работ и обрушения пород должны быть прямолинейными. Они должны постоянно перемещаться. Увеличение скорости подвигания фронтов очистных работ и обрушения повышает безопасность ведения горных работ и, кроме того, позволяет уменьшить размеры целиков, т.е. сократить потери руды. Параметры таких систем разработки определяют по эмпирическим зависимостям, полученным для конкретных горно-геологических условий.

Широкий комплекс аналитических, лабораторных и натурных исследований по оценке проявления горного давления и сдвигения налегающей толщи пород при камерно-столбовой системе разработки с последующим обрушением пород кровли был проведен на Миргалимсайском руднике [17, с. 44-45; 102]. На основе результатов проведенных исследований были установлены параметры этой системы и разработаны рекомендации по управлению горным давлением и сдвигением налегающих пород [103-108].

По Жезказганскому месторождению еще в 70-х годах, ИГД им. Д.А. Кунаева, в результате оценки прогнозной ситуации по истощению забалансовых запасов шахтных полей центрального рудного поля, начал вести поисковые работы по восполнению производственных мощностей Западного и Восточного рудников, и изысканию технических решений по погашению выработанных пространств.

В 80-х годах были закончены основные теоретические и экспериментальные исследования по обоснованию способов повторной разработки ранее отработанных участков, панелей и залежей с выдачей соответствующих рекомендаций в виде научных отчетов и технологических регламентов Жезказганскому комбинату [93, с. 137-142].

Со временем, а также под влиянием горных работ в МКЦ накапливаются хрупкие разрушения, что заканчивается их разрушением и внезапным обрушением налегающей толщи. Постепенное ухудшение геомеханической обстановки на Жезказганском месторождении выражается в росте числа разрушенных целиков, площадей и объемов зон обрушений.

С середины 90-х годов на Жезказганском месторождении обрушения налегающей толщи на больших площадях стали происходить в виде техногенных землетрясений и сопровождаться воздушными ударами в шахтах. Поэтому в 1996 г. для преодоления негативных геомеханических тенденций

была разработана, согласована с Комитетом ГГТН РК и утверждена Правительством РК Концепция дальней эффективной и безопасной разработки Жезказганского месторождения в сложившихся горнотехнических и геомеханических условиях /.../. Основной ее смысл заключался в том, чтобы параллельно с отработкой оставшихся балансовых запасов камерно-столбовой системой (для нее до сих пор не существует приемлемой альтернативы) в ранее отработанных панелях вести повторную разработку рудных целиков с погашением накопленных выработанных пространств обрушением. Кроме того, Концепция... предписывала погашать пустоты на ослабленных участках с частично разрушенными МКЦ управляемым самообрушением налегающей толщи, а на площадях с ответственными сооружениями на поверхности - гидрозакладкой из хвостов обогащения. Т.е. было принято принципиальное решение перейти от долговременного поддержания открытых выработанных пространств к их погашению.

Повторная разработка целиков ведется двумя технологиями с примерно равными долями:

- в панелях с выемочной мощностью до 10-12 м (по технических возможностям оборки кровли имеющейся техникой) и устойчивыми МКЦ - из открытого выработанного пространства /.../;

- на обрушенных участках с разрушенными МКЦ - с торцевым выпуском на полевые выработки /.../;

- на участках с охраняемыми объектами на дневной поверхности – с закладкой выработанного пространства.

Как первоначально предполагалось «Концепцией...», основным способом погашения пустот должна была стать повторная разработка. Однако вскрылся ряд объективных причин, затрудняющих ее планирование и проведение. К ним относятся:

- застроенность земной поверхности инженерными коммуникациями (чаще всего), что обременяет повторную разработку затратами времени и средств на вынос охраняемых объектов за пределы мульды движения;

- многоярусность отработки перекрывающихся залежей с различными мощностями породных междупластий, зачастую, с ослабленными участками в свите залежей.

Однако, главной проблемой повторной разработки оказалась цепная реакция разрушения МКЦ, инициируемая перераспределением нагрузок с извлеченных на оставшиеся целики. Концентрация опорного давления на МКЦ, находящиеся на границе зоны обрушения, приводит к их перегрузке и разрушению по принципу домино. Характерный пример из опыта Южно-Жезказганского рудника показан на рисунке 1.1. После извлечения 22 целиков в панели 4 началась цепная реакция разрушения оставшихся МКЦ, и произошло ее обрушение. В панели 5 цепная реакция разрушения МКЦ началась после отработки 39 целиков. Повторная разработка была остановлена.

Приведенный пример из практики показывает, что существенным препятствием для повторной разработки обширных залежей из открытого

выработанного пространства оказывается недостаточная устойчивость МКЦ. В обширных выработанных пространствах с большим пролетом подработки налегающей толщи вести повторную разработку целиков намного труднее и опаснее, чем в отдельных выемочных единицах (панелях, блоках) с небольшими пролетами.

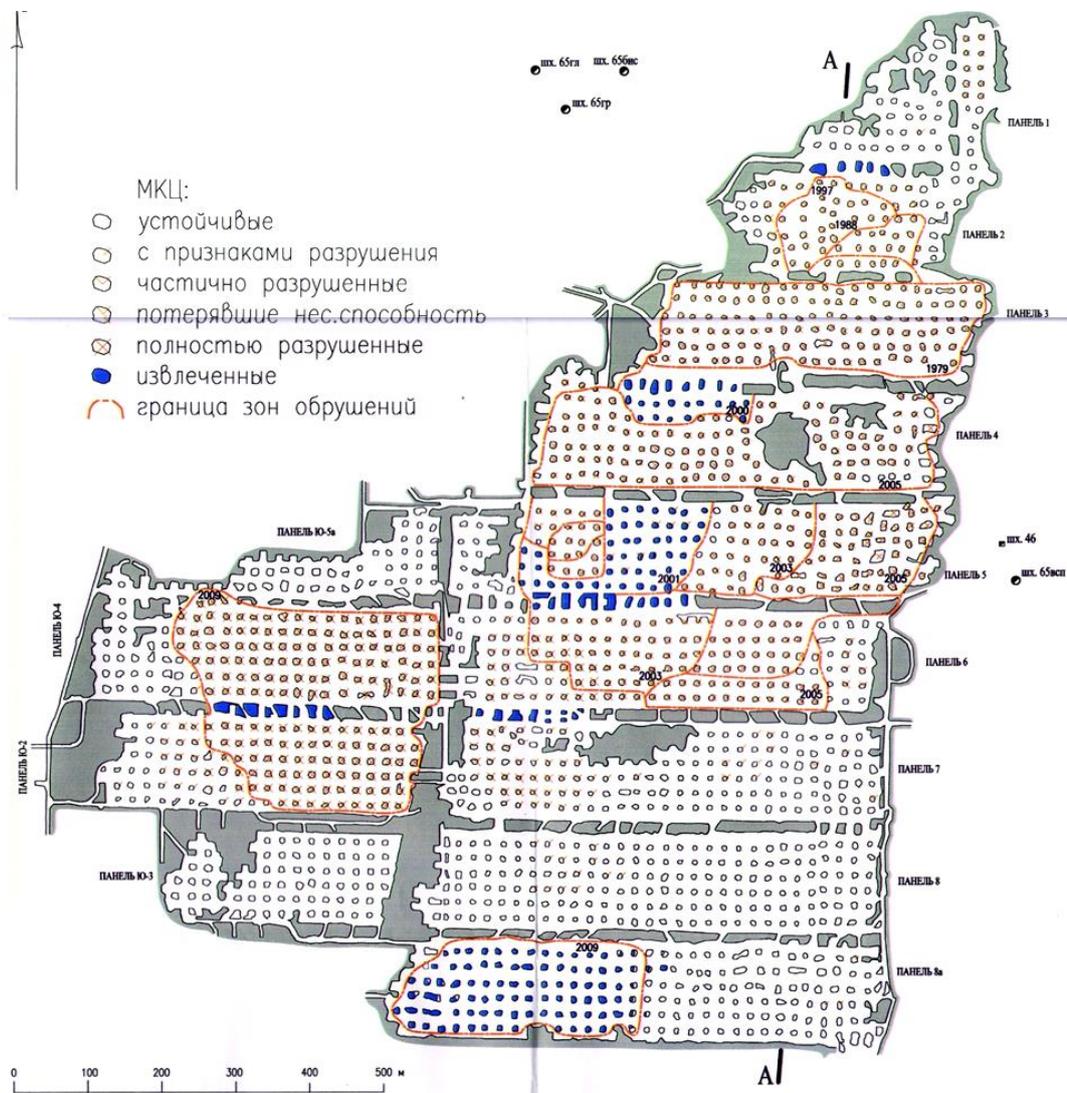


Рисунок 1.1 – Состояние горных работ, развитие повторной разработки и обрушений налегающей толщи по залежи ПЮЗ-9-1

Этот вывод полностью основан на опыте повторной разработки Жезказганского месторождения. Практически во всех отдельных изолированных панелях повторная разработка МКЦ прошла успешно. Начало повторной разработки обширных залежей с большими пролетами выработанного пространства без жестких опор внутри них сопровождалось цепной реакцией разрушения МКЦ.

В соответствии с рисунком 1.1, чтобы подтвердить данный факт, достаточно проанализировать показатели извлечения МКЦ в панелях. Всего оформлено 1514 целиков, из них удалось извлечь только 164 целика (11%). В

зонах обрушений горным давлением раздавлено 705 целиков (47%). Это означает, что на данной залежи объем пустот, погашенных неуправляемым обрушением налегающей толщи после цепной реакции разрушения МКЦ, превышает объем, погашенный управляемым обрушением в ходе повторной разработки, в 4,3 раза. Из-за невозможности оборки кровли и опасности цепной реакции разрушения МКЦ также недоступны для повторной разработки из открытого выработанного пространства панели с выемочной мощностью более 12 м.

Недостаточность применяемых в настоящее время способов управления горным давлением для стабилизации геомеханической ситуации на Жезказганском месторождении наглядно иллюстрируется динамикой накопления МКЦ, разрушенных горным давлением (см. рисунок 1.2). Это означает, что фронт для повторной разработки из открытого выработанного пространства, последние годы считавшейся основным способом погашения накопленных пустот, сужается достаточно быстрыми темпами.

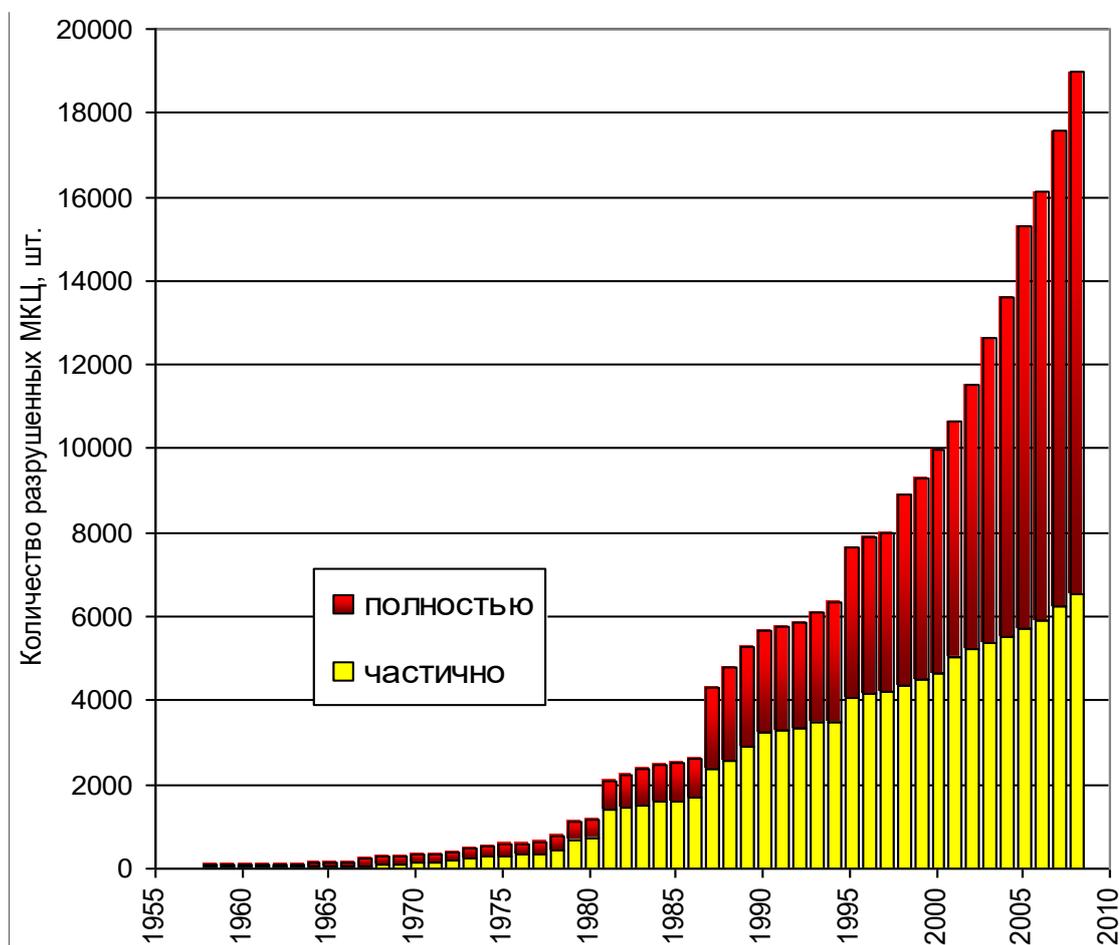


Рисунок 1.2 – Нарастание количества разрушенных МКЦ на Жезказганском месторождении

Повторная разработка с полевой подготовкой – более безопасный, но более дорогой (за счет больших затрат на проходку полевых выработок под отработанными залежами в объеме 60-90 м<sup>3</sup>/1000 т) способ погашения. Данная

технология хорошо зарекомендовала себя на обрушенных участках при возврате руды из потерь из разрушенных МКЦ.

В связи с уменьшением балансовых запасов Жезказганского месторождения в 2006 году были введены в эксплуатацию месторождение Жаман-Айбат и в 2017 году месторождение Жыланды. На новых месторождениях принята подобная камерно-столбовая система разработки с последующим погашением выработанного пространства путем повторной отработки целиков.

## **1.2 Комплексный геомеханический мониторинг**

Согласно подпункта 3 пункта 640 Правил промышленной безопасности Республики Казахстан повторная разработка месторождений полезных ископаемых должна сопровождаться комплексным геотехническим (геомеханическим) мониторингом [109-124].

Мониторинг (monitoring) – это английское слово. Перевод в соответствии с терминологическим словарем «Горное дело» (М., Недра, 1990) означает специальную информационно-аналитическую систему наблюдения, контроля и оценки состояния окружающей природной среды (в нашем случае – массива горных пород, в котором ведется разработка месторождения) [125].

Цель мониторинга – регистрировать проявления горного давления, наблюдать за их развитием, давать им оценку для обеспечения безопасности горных работ путем определения рациональных параметров, порядка и границ ведения горных работ [125, с. 3-130].

За период повторной разработки Жезказганского месторождения с 1996 года, для контроля геомеханических процессов и обеспечения безопасности горных работ на месторождении был внедрен комплекс мониторинга массива горных пород, включающий:

- визуальные наблюдения за состоянием выработанного пространства (целиков и кровли камер);
- инструментальные наблюдения за сдвижением земной поверхности;
- контроль техногенной сейсмической активности массива с использованием современных автоматизированных систем, работающих в непрерывном режиме.

По данным комплексного мониторинга выдаются разрешения на развитие горных работ по отработке балансовых запасов, по повторной разработке целиков. При появлении признаков ухудшения геомеханической ситуации геомеханическая служба выдает предписания на остановку горных работ и вывод людей и техники с опасных участков в шахтах и на земной поверхности [2, с. 3-19]. Однако, мониторинг может лишь предупредить о приближении опасной фазы развития геомеханической ситуации, но он не может остановить процессы разрушения, обрушения, сдвижения горных пород и земной поверхности [2, с. 18-26]. Мониторинг является инструментом контроля и прогноза ситуации, а не способом управления горным давлением.

Погашение выработанных пространств обрушением означает изменение способа управления горным давлением, при котором резко активизируется процесс сдвижения налегающей толщи. Из-за высокой крепости и жесткости пород процесс обрушения протекает резко: обрушение на больших площадях сопровождается сейсмическими явлениями в массиве и воздушной волной в шахте. Поэтому безопасность горных работ и объектов на подработанной земной поверхности при погашении выработанных пространств обеспечивается:

- заблаговременным проведением мероприятий по локализации и гашению воздушной волны: в соответствии с Методическими указаниями по погашению выработанных пространств управляемым самообрушением... (1997) и Методикой расчета параметров воздушной волны и защитных сооружений для ее гашения (2005) ослабленные и неустойчивые участки изолируются от используемых горных выработок перемычками, породной засыпкой;

- заблаговременным исключением из эксплуатации, переносом объектов на земной поверхности с неустойчивых участков или закладкой выработанных пространств;

- заблаговременным обнаружением и последующим непрерывным контролем активных зон массива, отслеживания их развития и миграции во времени в поле месторождения средствами геомеханического мониторинга.

Комплекс имеющихся методических документов и аппаратных средств позволяет достоверно и своевременно выявлять ослабленные участки и отслеживать их развитие в неустойчивые при ежегодных Экспертизах состояния выработанного пространства Жезказганского месторождения. Все обрушения с выходом на поверхность (включая участки повторной разработки), происшедшие в 1998-2020 гг., были своевременно спрогнозированы геомеханической службой по данным мониторинга.

Для дальнейшего совершенствования работы геомеханической службы аудиторы рекомендовали заниматься вопросами подбора и повышения квалификации персонала, усилить сотрудничество с учебными и научно-исследовательскими институтами для привлечения молодых специалистов и получения новых знаний.

Однако, необходимо отметить следующее. Геомеханическая служба корпорации не имеет надежного способа определения времени начала обрушения (и никто в мире, как и для прогноза времени землетрясений в сейсмоактивных районах), масштабов и скорости развития обрушения. Следовательно, невозможно заранее точно спрогнозировать интенсивность (силу) возможного землетрясения.

Единственный, доступный в настоящее время способ прогноза – непрерывный комплексный мониторинг массива. Он позволяет:

- Появление ослабленных участков надежно выявляется визуальными обследованиями выработанных пространств.

Ухудшение их состояния определяется накоплением числа разрушенных целиков и по развитию оседаний земной поверхности.

Начало процесса обрушения надежно фиксируется сейсмической системой контроля, в первую очередь, по локализации (сгущению) сейсмических событий в ослабленном районе, по их уплотнению во времени (уменьшению временных интервалов между сигналами), по нарастанию их энергии.

### **1.3 Визуальные наблюдения за состоянием выработанного пространства (целиков и кровли камер)**

Обследование очистных выработок и целиков включает в себя визуальный осмотр, составление эскизов разрушений целиков и кровли, простейшие замеры. При осмотре фиксируются:

- образование трещин на боковых поверхностях целиков и в кровле камер (рисунок 1.3);
- наличие отслоения с боковых стенок целиков, видимые изменения формы и размеров поперечного сечения целиков (рисунки 1.4, 1.5, и таблица 1.1);
- размеры и конфигурация обрушений кровли очистных камер, повреждения анкерной крепи (рисунок 1.6);
- места водопритока и скопления воды на почве [125, с. 3-56; 126].



а

б

в

Рисунок 1.3 – Визуальный мониторинг

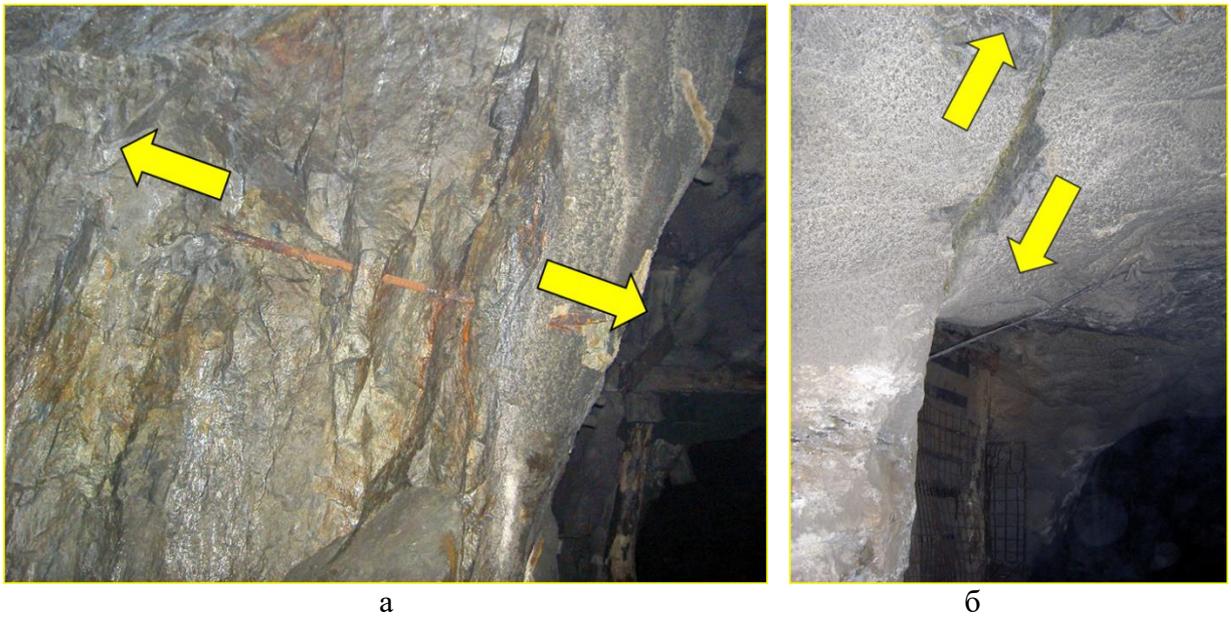


Рисунок 1.4 – Образование трещин на боковых поверхностях целиков и в кровле камер

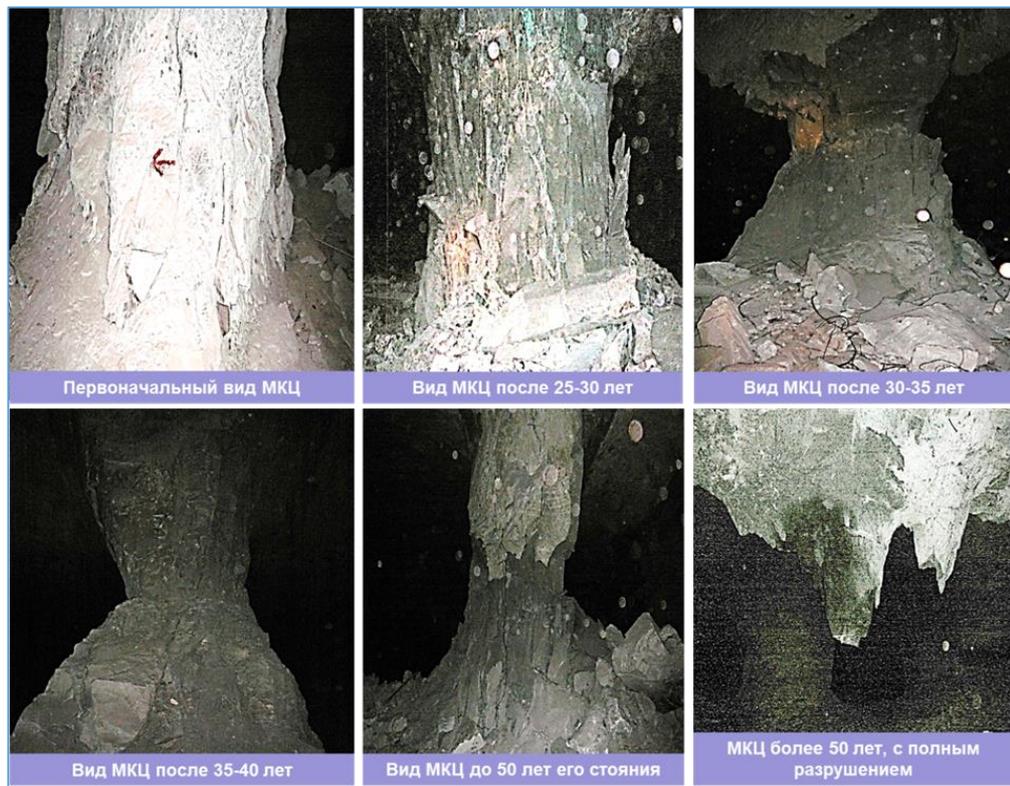
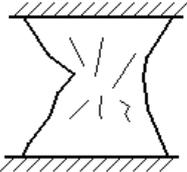
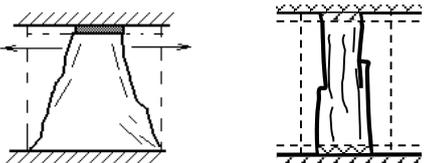
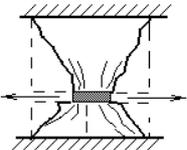
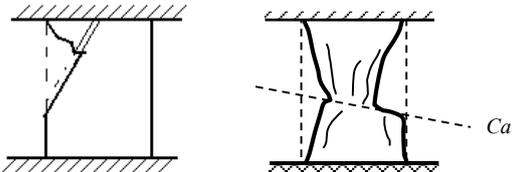
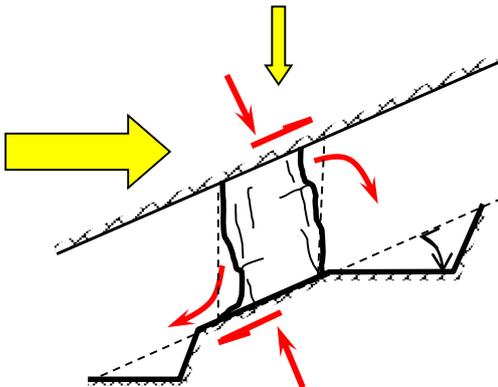


Рисунок 1.5 – Стадии разрушения целика

Таблица 1.1 – Типичные формы разрушения МКЦ

Форма разрушения	Причина и механизм разрушения
	<p>Образование трещин скола от сжимающих нагрузок, превышающих несущую способность при полном сцеплении с вмещающими породами (нормальные контактные условия)</p>
	<p>Образование трещин отрыва из-за наличия слабых прослоев на одном или двух контактах (слабые контактные условия) и формирования растягивающих напряжений.</p>
	<p>Образование трещин отрыва из-за наличия слабых пропластков внутри рудного тела при нормальных контактных условиях</p>
	<p>По крутопадающим и пологопадающим тектоническим нарушениям и крупным трещинам с жильными минералами или глиной трения</p>
	<p>По секущим трещинам и послойным трещинам, и зеркалам скольжения на наклонных залежах МКЦ, оформляемые вертикально, разрушаются нормальными и сдвигающими силами. Форма разрушенных МКЦ становится наклонной</p>

Опыт горных работ на Жезказганском месторождении установлено, что началом опасных геомеханических процессов, создающих угрозу для безопасности работающих в шахте и сохранности объектов на земной поверхности, является разрушение МКЦ и обрушения междукамерных потолочин (породных «мостов» на сближенных перекрывающихся залежах – профессиональный жаргон). Поэтому первым средством мониторинга массива Жезказганского месторождения являются систематические визуальные обследования выработанного пространства для выявления и регистрации признаков и фактов разрушения целиков, отслоений и обрушений кровли камер и потолочин. Периодичность визуальных обследований может быть различной: от 1 раза в год (на участках, устойчивость которых не вызывает вопросов) до 1

раза в день (на ответственных участках с интенсивным развитием геомеханической ситуации) [127].



Рисунок 1.6 – Виды разрушений кровли очистных камер

В ходе визуальных обследований выявляются появление новых и развитие существующих трещин, отслоений с боковых поверхностей МКЦ, кровли камер и потолочин. Минимальный масштаб визуально наблюдаемых проявлений горного давления на контурах горных выработок и целиков составляет первые метры. Образование трещин такой длины инициирует упругие колебаний массива высокой частоты (десятки кГц) и малой интенсивности [127, с. 4-56]. Высокочастотные колебания можно зарегистрировать приборами только на расстоянии в несколько метров от места образования трещины. Далее они быстро затухают.

Развитие разрушений во времени – важнейшая характеристика, которая принимается во внимание при оценке устойчивости выработанного

пространства. Визуальный осмотр ведут таким образом, чтобы при повторных осмотрах можно было проследить изменения геомеханической ситуации с течением времени. Например, можно мелом отмечать зарегистрированные трещины, замерять ширину их раскрытия, маркировать отслоения с целиков и кровли датой их регистрации.

Разрушенные МКЦ и места обрушений кровли отмечаются на геомеханических планах специальными условными знаками. Результаты обследования выработанного пространства оформляются актом с приложением геомеханических планов, эскизов разрушений и результатов замеров их размеров [125, с. 4-86].

Длительными наблюдениями установлено, что процесс разрушения столбчатых МКЦ проходит несколько стадий, которые хорошо различаются визуально. Стадии разрушения целиков представлены на рисунке 1.7. Периодичность обследований выработанного пространства выбирается такой, чтобы можно было проследить процесс разрушения целиков.

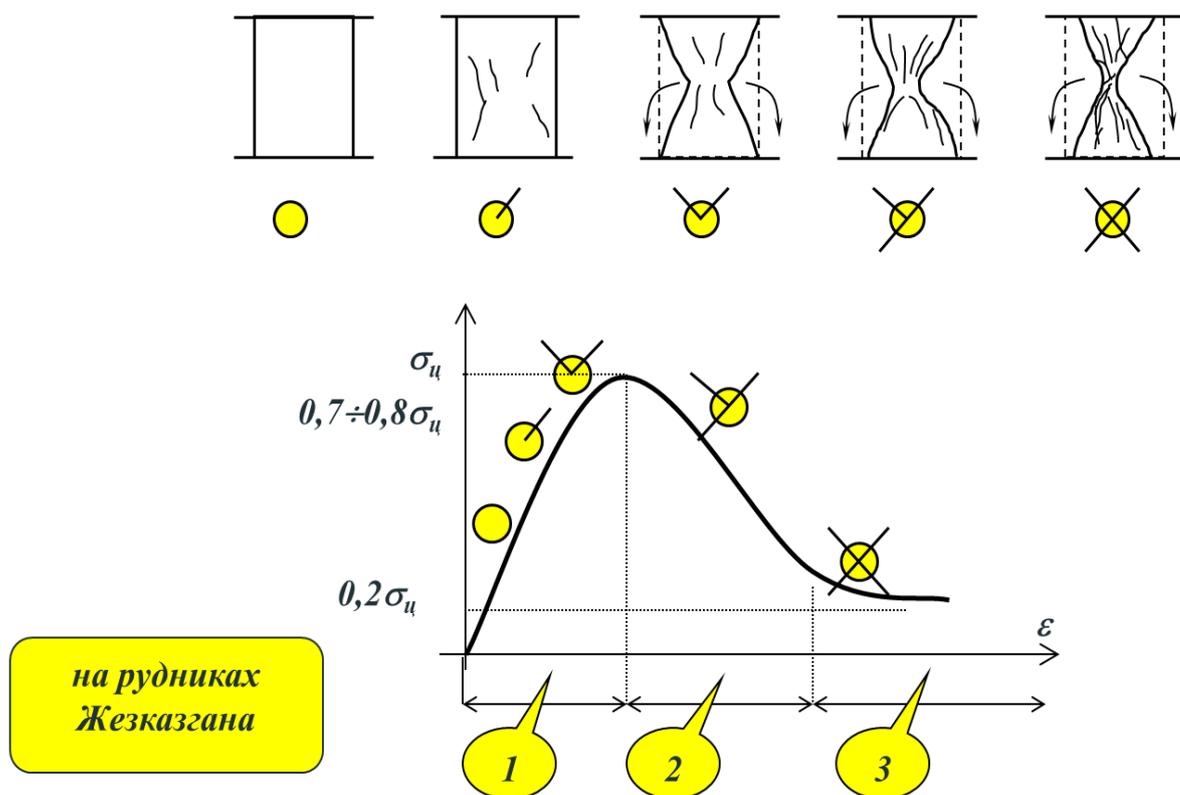


Рисунок 1.7 – Стадии разрушения междукамерных целиков на Жезказганском месторождении

Результаты визуальных обследований выработанного пространства сопоставляются с проверочными расчетами устойчивости МКЦ. Факты разрушения МКЦ используются для обратного расчета прочности целиков и массива руды на данном участке.

Состояние кровли очистных камер оценивается по размерам, количеству и характеру обрушений пород. На Жезказганском месторождении принята следующая классификация разрушений пород кровли:

- отслоение – падение слоя пород мощностью до 0,5-1,0 м, обычно происходит по напластованию пород в призабойной части выработанного пространства;

- вывал – падение интенсивно трещиноватых пород с кровли камер между четырьмя целиками мощностью до  $0,25 L_v$ , где  $L_v$  – ширина вывала;

- обрушение – падение пород кровли в нескольких камерах после разрушения или извлечения МКЦ мощностью до  $0,25L_o$ , где  $L_o$  – ширина обрушенной части панели.

Особое внимание при обследовании кровли необходимо уделять сближенным перекрывающимся залежам с мощностью породных междукамерных потолочин («мостов») менее 10 м. Это связано с тем, что отслоения с потолочин приводят к их внезапному провалу в выработанное пространство нижней залежи с одновременным разрушением МКЦ [125, с. 3-45].

Поддержание налегающей толщи осуществляется совокупностью параллельно работающих целиков. Разрушение некоторых из них приводит к перегрузке Мониторинг массива 233 оставшихся МКЦ. Поэтому важной характеристикой геомеханической ситуации в отдельной выемочной единице является количество и степень разрушения поддерживающих целиков. На основании практического опыта составлена и используется на практике представленная в таблице 1.2 классификация состояния выработанных пространств по степени разрушения элементов системы разработки [125, с. 3-45].

Таблица 1.2 – Классификация устойчивости участка

Оценка состояния участка	Характерные признаки
Неустойчивый	В выработанном пространстве имеется группа полностью разрушенных целиков, и произошло обрушение кровли с образованием свода естественного равновесия
Ослабленный	1. В выработанном пространстве имеется сосредоточенная группа частично разрушенных целиков; число частично разрушенных целиков не должно превышать 15% от их общего количества; имеются отслоения и вывалы пород с кровли камер. 2. В выработанном пространстве имеются отдельные целики с расчетным коэффициентом запаса прочности 1,0-1,2
Устойчивый	1. В выработанном пространстве все целики сохраняют устойчивость без признаков разрушения; после окончания горных работ не происходило отслоений кровли 2. В выработанном пространстве имеется рассредоточенная группа целиков с начальными признаками разрушения; число целиков с признаками разрушения не должно превышать 5% от их общего количества
Примечание – Составлено по источнику [125, с. 3-45]	

Выявление ослабленных и неустойчивых участков служит основанием для повышения периодичности их обследования. Участки, на которых ведется повторная разработка, обследуются по особому графику. Это связано с резкой активизацией геомеханических процессов при изменении способа управления горным давлением и присутствием людей в открытом выработанном пространстве [125, с. 3-45].

#### **1.4 Инструментальные наблюдения за сдвижением земной поверхности**

При первичной разработке пологопадающих рудных залежей камерно-столбовой системой сдвижению горных пород препятствуют оставленные междукамерные и барьерные целики. Если они сохраняют устойчивость, то оседание кровли камер составляет первые миллиметры. По мере удаления от контура выработанного пространства смещения вышележащей толщи пород достаточно быстро затухают [125, с. 3-45]. Поэтому оседаний земной поверхности не происходит. Поэтому на площадях, подработанных камерно-столбовой системой, могут сохраняться различные природные объекты, здания и сооружения (инженерные коммуникации, дороги и пр.). Поэтому оставление рудных целиков является горной мерой охраны объектов, расположенных на подработанной земной поверхности [128-133].

При разрушении или извлечении МКЦ реакции целиков уже не препятствуют смещениям кровли. Начинается процесс сдвижения подработанной толщи пород (аналогичный процесс происходит и в подстилающей толще пород почвы, только он менее заметен). В сдвигающейся налегающей толще различают зоны обрушения (непосредственно над выработанным пространством) и плавного прогиба (выше зоны обрушения) [125, с. 3-45]. Если зона обрушения не достигает земной поверхности (пустоты забутовались обрушенными породами или образовался свод естественного равновесия), на ней образуется мульда сдвижения – часть земной поверхности, затронутой сдвижением горных пород (рисунок 1.8) [125, с. 3-45].

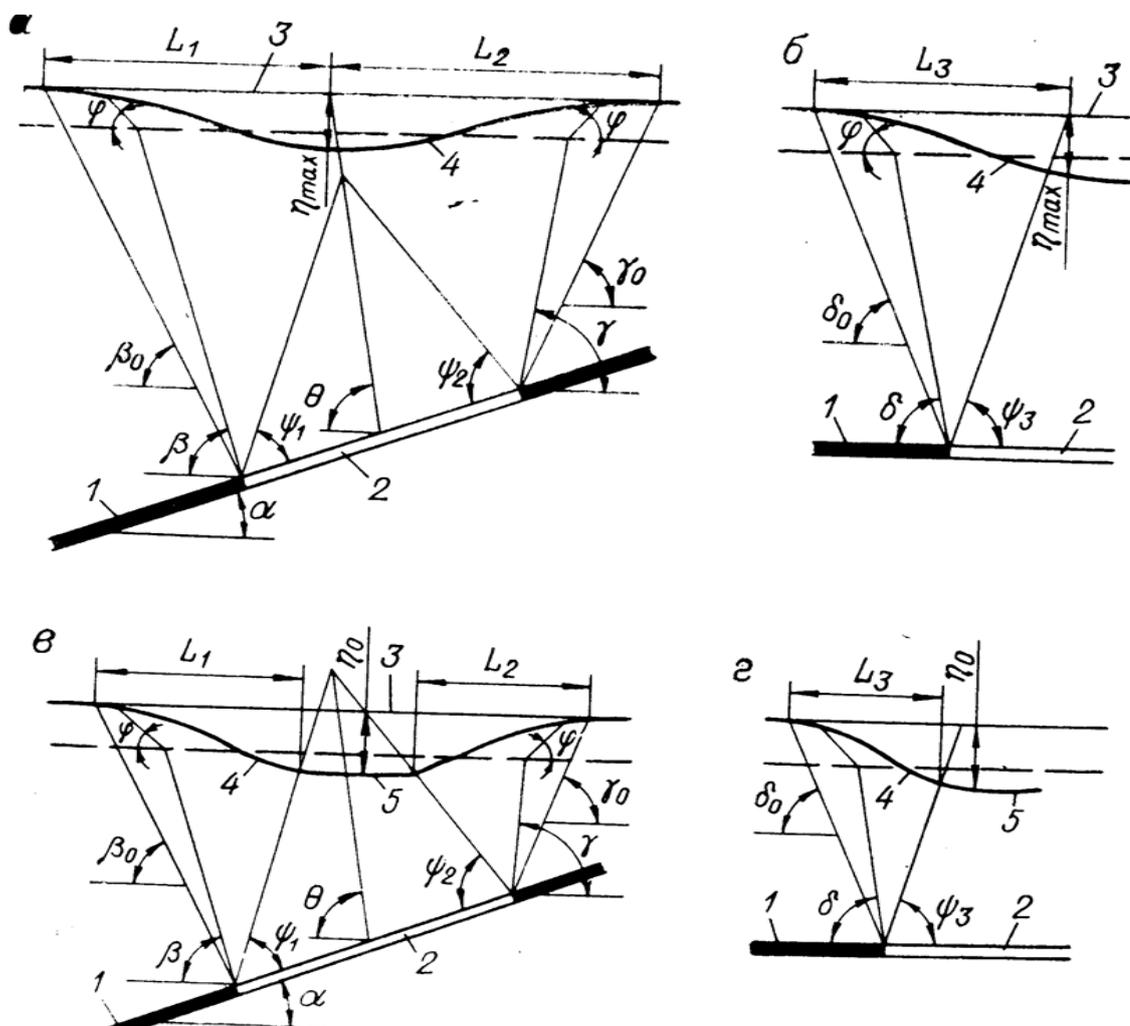


Рисунок 1.8 – Традиционные представления о процессе сдвижения

Примечание – Границы мульды: граничные углы  $\beta_0$ ,  $\gamma_0$ ,  $\delta_0$ . Зона опасных сдвижений: углы сдвижений  $\beta$ ,  $\gamma$ ,  $\delta$ . Центр мульды: угол максимальных оседаний  $\theta$ . Зона полных сдвижений: углы  $\psi_1$ ,  $\psi_2$ ,  $\psi_3$

Параметры сдвижения земной поверхности определяются путем повторяющихся маркшейдерских наблюдений за положением реперов по профильным линиям. На Жезказганском месторождении наблюдения за сдвижением земной поверхности маркшейдерскими методами ведет геомеханическая служба. Для этой цели заложено более 100 профильных линий, по которым уже более 50 лет периодически нивелируется более 10 тысяч грунтовых реперов (рисунок 1.9) [125, с. 48-53].

В мульде сдвижения происходят смещения земной поверхности – оседания и горизонтальные смещения. За границу мульды сдвижения на Жезказганском месторождении принимают точки земной поверхности, в которых зарегистрированы оседания 5 мм. Точка с максимальным оседанием  $\eta_m$  называется центром мульды [125, с. 48-53].

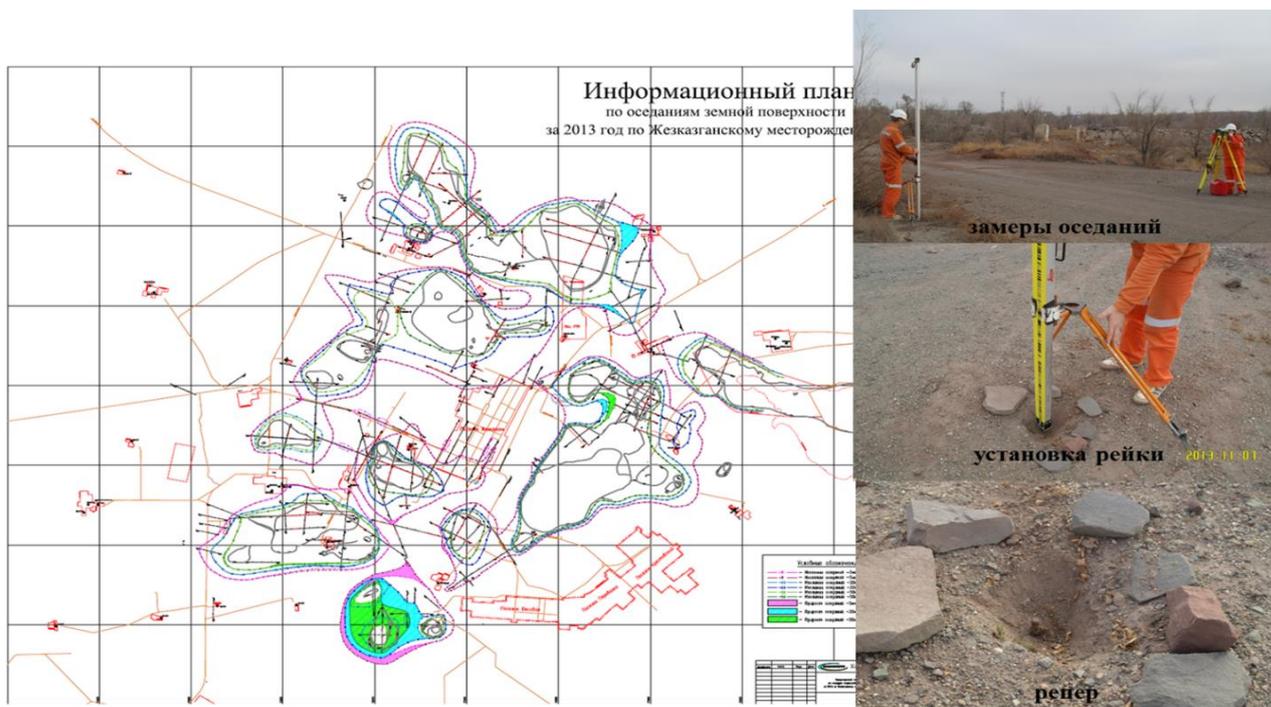


Рисунок 1.9 – Инструментальные наблюдения на Жезказганском месторождении путем высокоточное нивелирование сдвижению земной поверхности с точностью в миллиметрах

Повторная разработка пологих залежей с извлечением руды из ранее оставленных целиков означает изменение способа управления горным давлением: жесткое поддержание налегающей толщи заменяется ее обрушением. Переход массива в новые условия поддержания приводит к резкой интенсификации геомеханических процессов, в первую очередь, – сдвиги горных пород. Обрушаются и смещаются большие объемы массива. Изменяется геометрия пустот в массиве: выработанные пространства щелевидной формы (выемочная мощность, как правило, в десятки раз меньше размеров выработанного пространства в плане) за счет обрушения налегающей толщи приобретают изометричную форму (высота зоны обрушения становится соизмеримой с пролетами выработанного пространства). Обрушенные породы, перемещаясь вниз под действием силы тяжести – собственного веса, заполняют выработанное пространство. После перемещения обрушенных пород в выработанное пространство пустота образуется под верхним контуром зоны обрушения. По образному выражению акад. С.А. Христиановича «пустота всплывает». Некоторым подобием данному явлению может быть всплытие пузырьков воздуха в жидкости.

В процессе обрушения происходит разрушение сплошного массива налегающей толщи на отдельные блоки, между которыми остаются пустоты. Обрушенные породы занимают больший объем, чем в сплошном исходном массиве. Степень увеличения объема пород в процессе обрушения характеризуется коэффициентом разрыхления. За счет разрыхления

обрушенных пород объем всплывающей пустоты уменьшается. В зависимости от глубины горных работ и выемочной мощности могут быть два исхода:

1. Вся пустота (выработанное пространство плюс зона обрушения) может заполниться (забутоваться) обрушенными породами и перестанет существовать; в этом случае вышележащим породам уже некуда перемещаться и процесс обрушения останавливается; на земной поверхности образуется мульда сдвижения с плавными оседаниями; данный случай реализуется на больших глубинах при обрушении залежей небольшой мощности (рисунок 1.10).

2. Пустота может не успеть забутоваться, всплыть на земную поверхность, где образуется провал; данный исход имеет место при обрушении залежей большой мощности на малых глубинах (рисунок 1.11).



Рисунок 1.10 – Мульда плавных оседаний

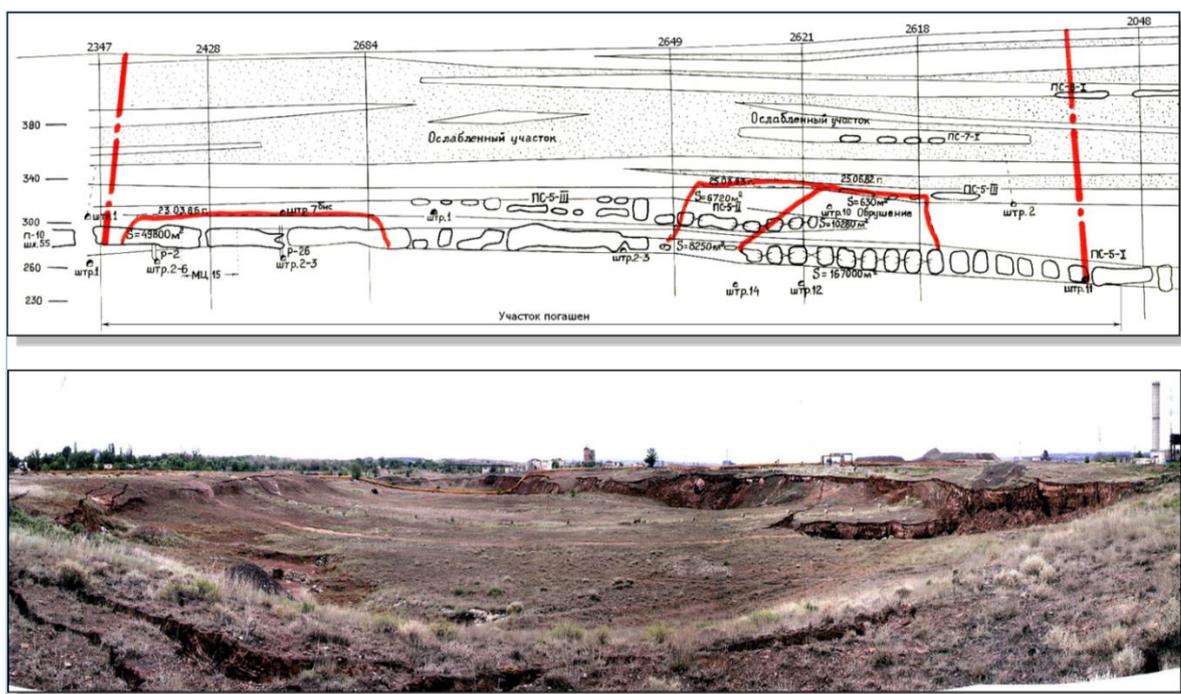


Рисунок 1.11 – Обрушение земной поверхности с образованием провала

Чтобы на земной поверхности образовался провал, должны выполняться два условия:

- эквивалентный пролет выработанного пространства, не поддерживаемый рудными целиками, должен превысить предельный;
- суммарная выемочная мощность залежей должна быть достаточно большой, а глубина их залегания – достаточно малой, чтобы не произошла забутовка выработанного пространства обрушенными породами [125, с. 48-53].

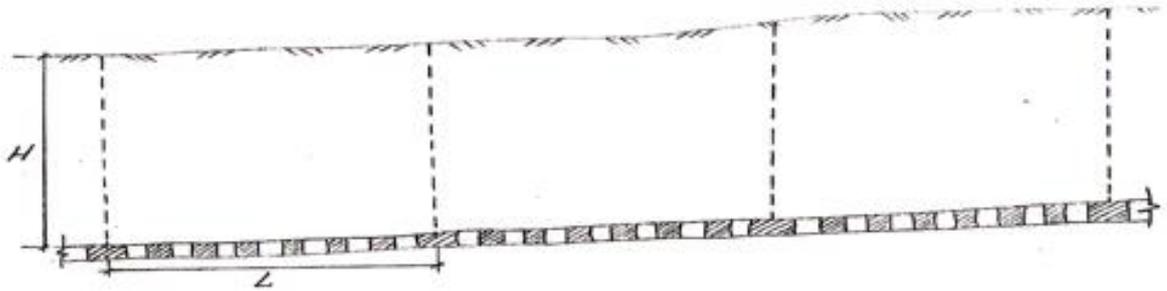
Если не выполнится первое условие, то процесс обрушения налегающей толщи завершится образованием свода естественного равновесия. Вышележащие породы зависнут, и будут формировать зону опорного давления на целики и массив, окружающие зону обрушения. На земной поверхности при этом формируется мульда плавных сдвижений (оседаний и горизонтальных смещений), рисунок 1.12 [125, с. 48-53].

На Жезказганском месторождении согласно анализу ранее полученных результатов наблюдения за сдвижением земной поверхности были определены четыре критерия для оценки текущего состояния подработанного участка (таблица 1.3), рисунок 1.12 [125, с. 48-53].

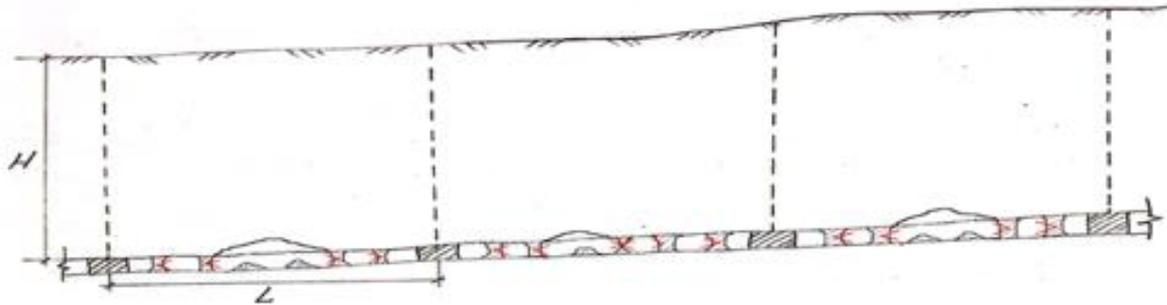
Таблица 1.3 – Критерии оценки устойчивости земной поверхности

Оценка состояния участка	Максимальное оседание земной поверхности, мм	Скорость оседаний, мм/месяц
Интенсивных	Более 50	Свыше 1
Неустойчивый	36-50	
Ослабленный	21-35	До 1
Устойчивый	Менее 20	

Время  $T = 3$  года. Завершение очистных работ.

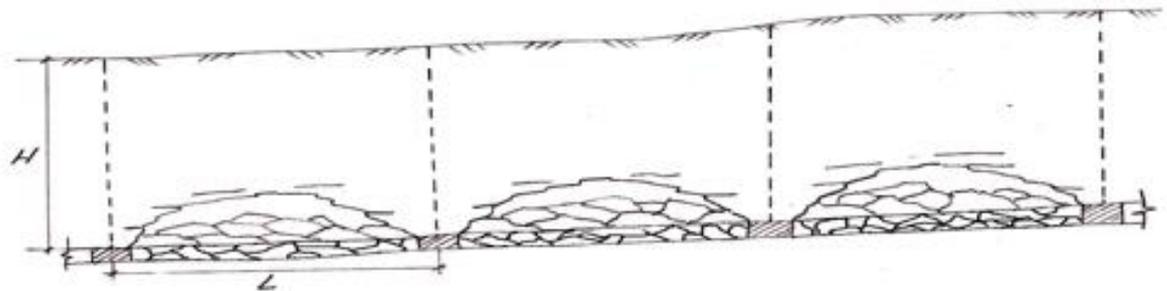


Прошло  $T = 30$  лет. Образование ослабленных участков.



Прошло  $T > 30$  лет.

Локализация обрушений внутри выемочных единиц за счёт БЦ.



$L < H$

Прошло  $T > 40$  лет.

Площадное обрушение ослабленных районов  
после вдавливания БЦ во вмещающие породы.

Поверхность до  
обрушения.

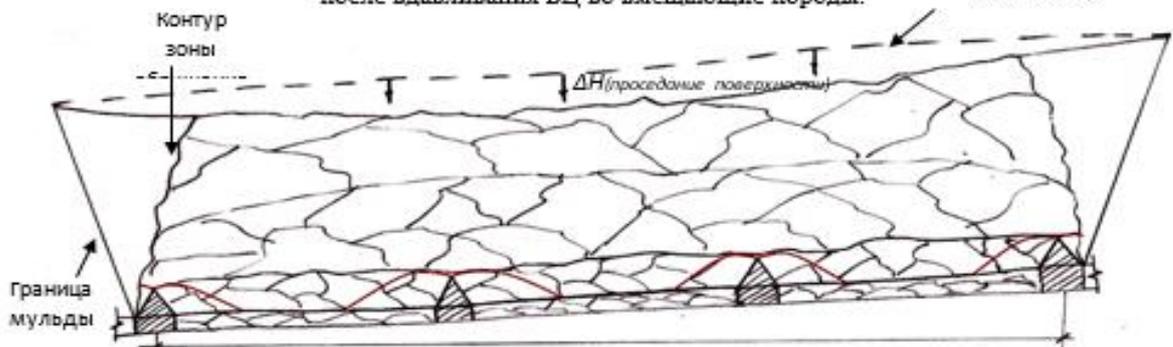


Рисунок 1.12 – Динамика развития площадных обрушений во времени

### 1.5 Контроль техногенной сейсмической активности массива с использованием современных автоматизированных систем, работающих в непрерывном режиме

До установки сейсмических систем контроля в Жезказгане произошли следующие крупные обрушения:

1 августа 1994 г. произошло обрушение панелей по залежи Златоуст-2-IV-V на площади 480 тыс.м<sup>2</sup> (900×680 м). Объем обрушившихся пород - 144 млн. м<sup>3</sup>, вес - 375 млн.т. Сейсмостанция на шх. Покро зарегистрировала толчок интенсивностью 5,3 балла продолжительностью 4 мин. На поверхности толчки ощущались людьми на расстоянии до 5 км от района обрушения. С борта карьера поднялась пыль, произошло осыпание мелочи на бермы безопасности. Сейсмостанции во всем мире зарегистрировали данное обрушение, как землетрясение.

23 июня 1996 г. обрушились выработанные пространства на шх. 42-47. На поверхности обрушилось (ушло в провал) здание дробилки ОТК, погибло 6 человек. Сейсмостанции во всем мире зарегистрировали данное обрушение, как землетрясение.

После этого события АО Жезказганцветмет выделил деньги на закупку сейсмической системы контроля.

Таблица 1.4 – Обрушения земной поверхности с фиксацией сильных техногенных землетрясений на Жезказганском месторождении

Дата	Время	Энерг. класс*	Площадь обрушения, тыс. м <sup>2</sup>	Место обрушения
06.12.98	15:43:40	6,8	41,5	Развитие обрушений в районе шх.42-51 в панелях 9-9бис, 10-10а по залежи Кресто-4-1
06.12.98	15:37:01	6,6	92,8	То же, там же
12.05.01	21:10:58	7,6	102	В ходе повторной разработки после цепной реакции разрушения МКЦ обрушились выработанные пространства старых шахт, вскрытые штольной
10.09.02	5:27:39	6,5	116,8	В районе шх.57бис обрушились панели 32, 31, 11 и выработанные пространства шх. Покро по штрекам 36-39. Сейсмостанции во всем мире зарегистрировали землетрясение.
24.06.05	0:00:57	7,0	150	На шх. 45 обрушились выработанные пространства штреков 1-8 по ПЮЗ-9-1 на площади 152 тыс.м <sup>2</sup> . В шахте от воздушного удара погибло 3 человека. Сейсмостанции во всем мире зарегистрировали это землетрясение. В поселке Рудник интенсивность колебаний по шкале MSK-64 составила 5-6 баллов.
* – логарифм выделившейся сейсмической энергии в Джоулях				

В соответствии с таблицей 1.4, сильнейшие землетрясения с обрушением выработанных пространств, которые зарегистрированы с 1996 г. за 14 лет наблюдений (в порядке убывания мощности).

На Жезказганском месторождении подработанная толща пород имеет размеры в плане около десятка километров, а по глубине – от первых десятков до первых сотен метров. Для контроля массива такой конфигурации сейсмодатчики системы контроля расположена на земной поверхности (рисунок 1.13).

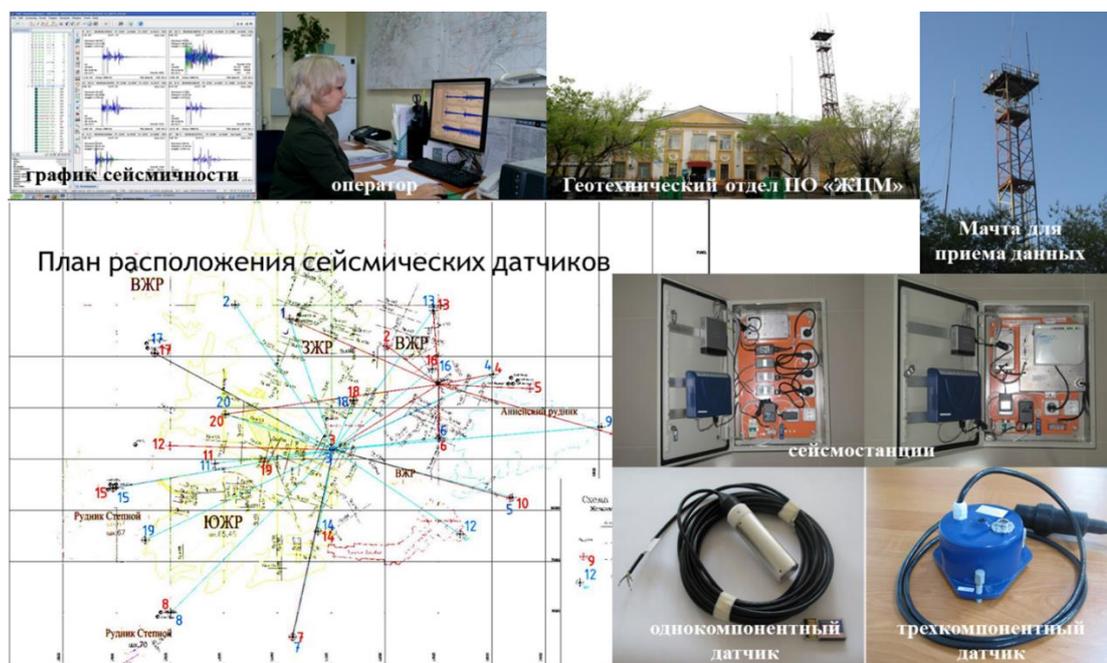


Рисунок 1.13 – Сейсмическая система мониторинга на Жезказганском месторождении

Информация, непрерывно регистрируемая каждым сейсмодатчиком (сейсмограмма), состоит из шума и полезных сигналов СС. Первая задача центра обработки состоит в том, чтобы на фоне шума выделить полезный сигнал СС и определить точное время его регистрации сейсмодатчиком. Задача выделения сигнала СС на фоне шума решается компьютером следующим образом. Амплитуда сигнала (интенсивность колебаний) одновременно усредняется в двух временных окнах сканирования (непрерывного считывания амплитуды колебаний): LTA (длинное окно) и STA (короткое окно). Полезный сигнал СС выделяется из шума во временном интервале STA по условию превышения в 2-3 раза средней амплитуды в окне STA над уровнем средней амплитуды в более длинном временном интервале LTA (рисунок 1.14) [127, с. 3-70].

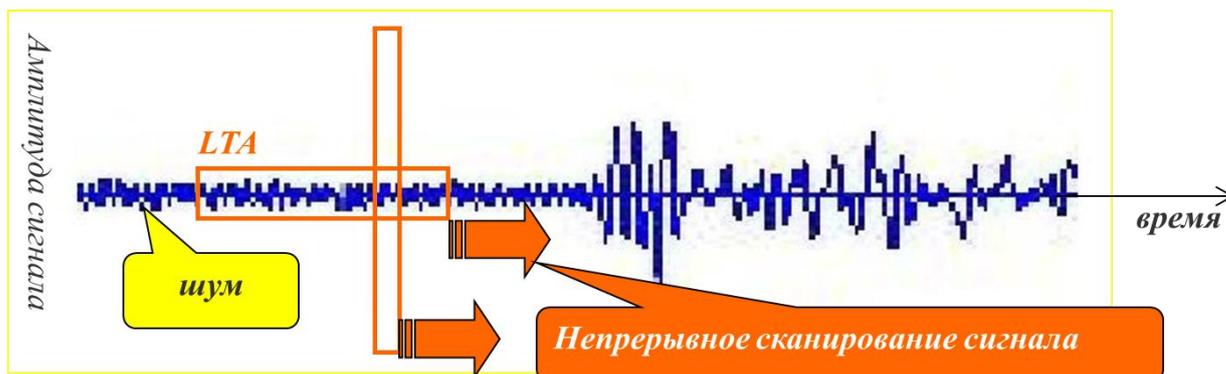


Рисунок 1.14 – График сейсмического события

Оператор системы контроля, получив сообщение компьютера о произошедшем СС, должен распознать: какое именно событие произошло? Взрыв? Разрушение массива? Землетрясение? Данная задача решается оператором путем анализа вида сейсмограммы. У опытного оператора это не вызывает проблем. На рисунок 1.15 показана сейсмограмма разрушения массива, зарегистрированная тремя датчиками [2, с. 3-56]. Отличительными особенностями данного типа СС является низкая частота колебаний. Взрывы зарядов ВВ при отбойке горной массы инициируют более высокочастотные волны (рисунок 1.16) [2, с. 3-56].

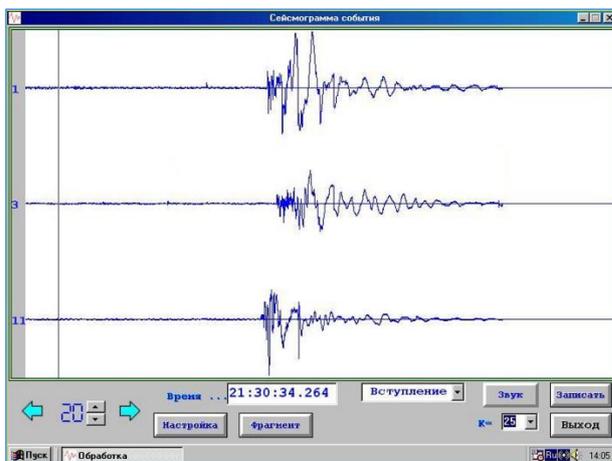


Рисунок 1.15 – Сейсмограмма разрушения массива

Примечание – Составлено по источнику [2, с. 18-35]

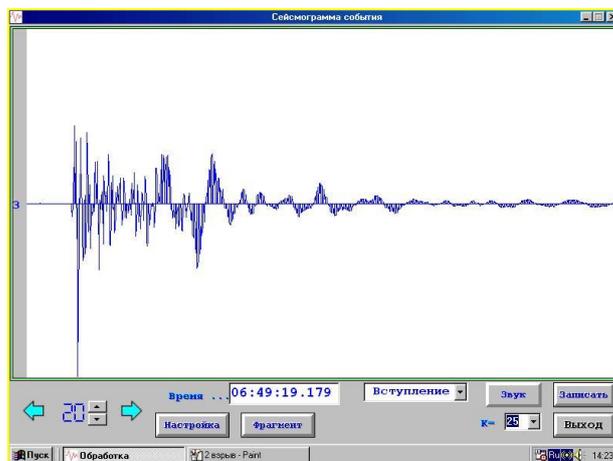


Рисунок 1.16 – Сейсмограмма взрыва

Примечание – Составлено по источнику [2, с. 18-35]

Разрушения массива и взрывы – это СС, происходящие на расстоянии первых километров от сейсмодатчиков. Землетрясения, удаленные на сотни и тысячи километров легко распознаются по малой частоте колебаний (от долей герца до первых герц) и большой длительности процесса (до 1,5 часов) [2, с. 18-35]. На рисунке 1.17 показан фрагмент сейсмограммы землетрясения 26.09.03 г.

на острове Хонсю в Японии, зарегистрированного в Жезказгане всеми сейсмодатчиками системы контроля.

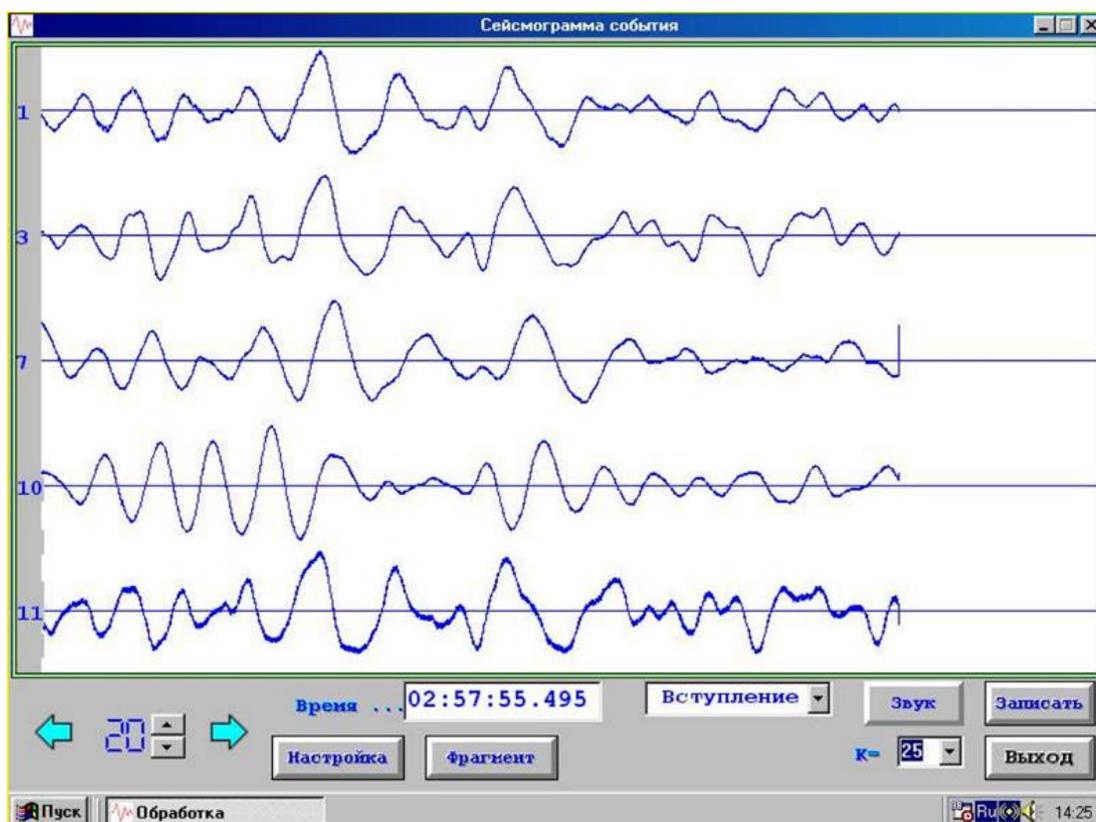


Рисунок 1.17 – Сейсмограмма землетрясения в Японии

В системе сейсмического контроля используется другой, более сложный итерационный (пошагового приближения) принцип определения координат источника СС [2, с. 18-35]. Он заключается в переборе очень многих вариантов расположения источника по всей площади месторождения [2, с. 18-35]. Чтобы запустить компьютерную программу расчета координат, оператор должен по сейсмограмме определить время прихода продольной волны на каждый датчик. Общий вид окна компьютерной программы с сейсмограммами СС, переданными со всех датчиков в центр обработки по радиоканалу, показан на рисунок 1.18. Источник СС находится ближе всего к тому датчику, на котором зарегистрирован самый ранний приход р-волны [2, с. 18-35]. На рисунке 1.18 видно, что первым зарегистрировал СС датчик №11. Вторым – датчик №2. И так далее. В последнюю очередь р-волна пришла на датчик №7, который оказался наиболее удаленным от источника СС. Компьютерная программа, используя координаты расположения датчиков и времена регистрации СС на них, определяет 3 координаты (X, Y – координаты в плане, используемые в маркшейдерской документации; Z – глубина) точки, где произошло разрушения массива [2, с. 18-35].

Кроме координат, по амплитуде и продолжительности колебаний вычисляется также сейсмическая энергия  $E$  (в джоулях), выделившаяся из массива при данном событии (разрушении массива). В сейсмологии принято

выражать сейсмическую энергию в виде  $10^K$  Дж (десять в степени К джоулей) [125, с. 12-65]. Показатель степени К называют энергетическим классом сейсмического события.

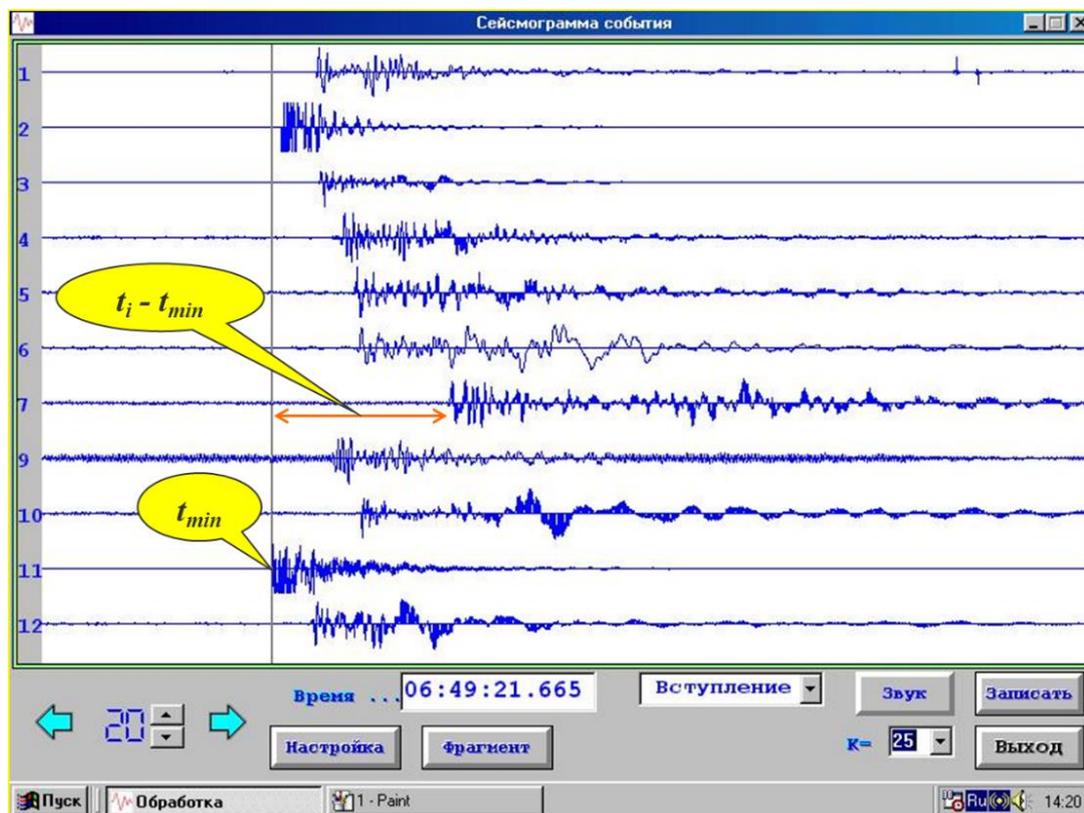


Рисунок 1.18 – Определение координат очага СС (задача локации)

На основании практического опыта интенсивности сейсмических проявлений на Жезказганском месторождении составлена и используется на практике классификация состояния выработанных пространств по сейсмической активности массива налегающей толщи представленная в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Классификация устойчивости выработанного пространства согласно сейсмической активности

Оценка состояния участка	Характеристика сейсмической активности
Неустойчивый	Сформировалась зона сейсмической активности с энергией событий более $10^4$ Дж
Ослабленный	Оформляется зона сейсмической активности с энергией событий до $10^4$ Дж
Устойчивый	Единичные сейсмические события с энергией до $10^4$ Дж без образования зоны сейсмической активности

## 1.6 Космическая радарная съемка (интерферометрия) за смещением земной поверхности Жезказганского месторождения

Начиная с 2011 года по начало 2014 года для обеспечения регулярного получения информации о смещениях и деформациях земной поверхности, была организована космическая радарная съемка Жезказганского месторождения и прилегающих территорий со спутника Radarsat-2 (MDA, Канада). Съемка производилась с периодом раз в 24 дня [125, с. 3-125]. Компания «Совзонд» поставляла самих съемок Radarsat-2, а также выполняла обработку полученных данных по технологии радарной интерферометрии малых базовых линий «SBas» [61, р. 27-34; 62, р. 51-54], реализованной в программном комплексе ENVI-SARscape (Exelis VIS, США). Результаты которого являлись карты смещений и деформаций земной поверхности и сооружений, для оперативного оценивать происходящих динамических процессов и при необходимости принятия необходимых меры. Для оценки текущей ситуации используется методика, разработанная в Корпорации Казахмыс и утверждённая в Комитете по ЧС Республики Казахстан (рисунок 1.19).

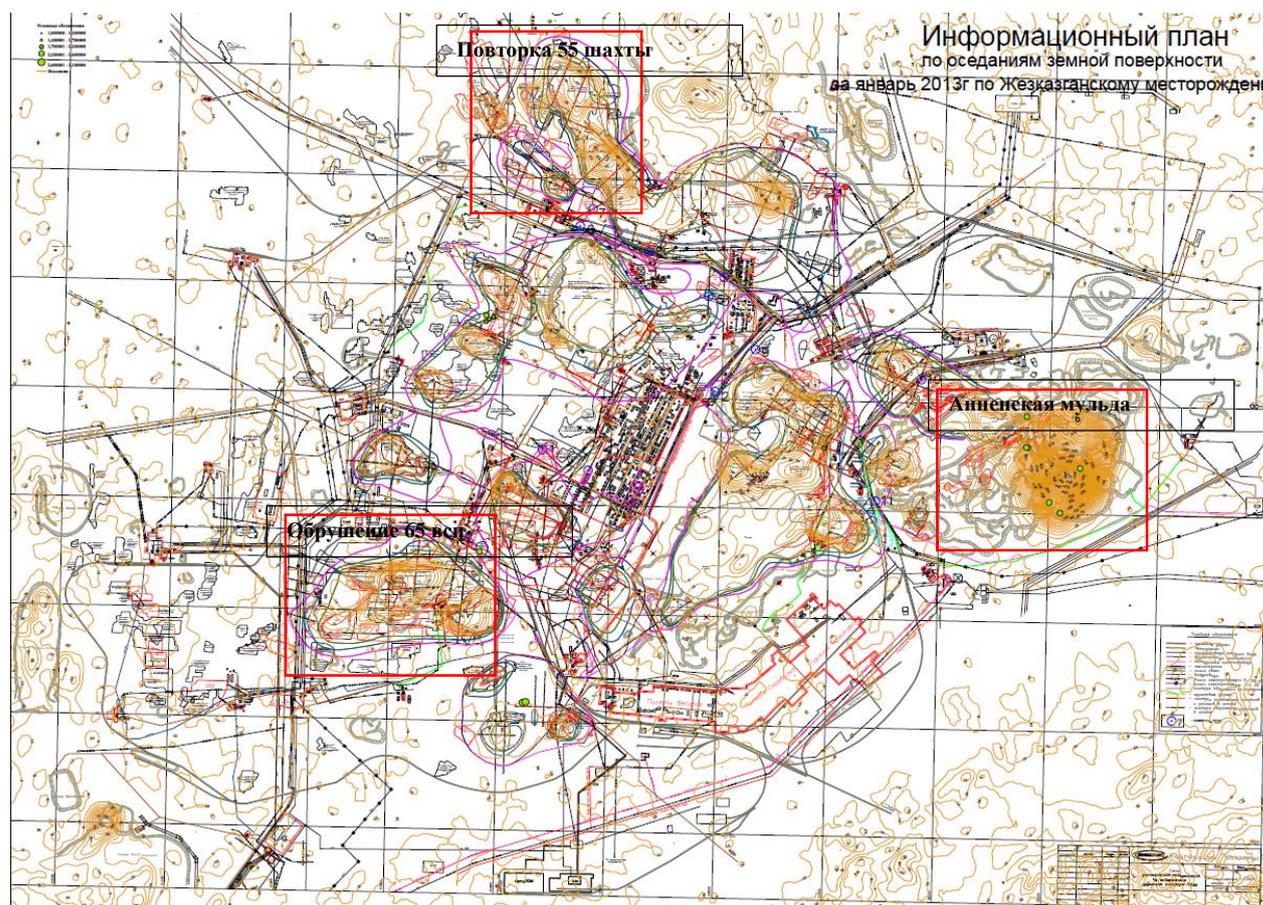


Рисунок 1.19 – Обзорный план результатов космической радарной интерферометрии 2013 года

Первоначальное наблюдение было произведено 17.01.11 года. За период наблюдения (9 месяцев) наибольшие оседания земной поверхности порядка 35 мм были зарегистрированы в поле шахты Анненская в юго-восточной части



В 2020-2021 года в рамках «Программы работ по стабилизации геомеханической обстановки на рудниках ПО «Жезказганцветмет», были возобновлены по работы по изучению сдвигении земной поверхности методами радарного космического мониторинга участков Жезказганского месторождения и рудника «Жомарт» [135].

В ходе выполнения работ по определению оседания методом радарной интерферометрии на основе космической радиолокационной съемки с космических аппаратов COSMO-SkyMed и Sentinel-1b были получены уточняющие по оседаниям на Жезказганском месторождении, месторождении Жиланды и руднике Жомарт. В результате анализов полученных оседаний были выявлены ряд локальных зон, в которых наблюдались равномерные нарастающие оседания во времени. Данные участки сопоставлялись с результатами шахтного, инструментального и сейсмического мониторинга. Определялись причины и разрабатывались мероприятия по безопасному ведению горных работ в выявленных очагах оседания земной поверхности.

Обзорные карты оседаний на Жезказганском месторождении и карты приращения оседаний приведены на рисунках 1.21, 1.22, 1.23.

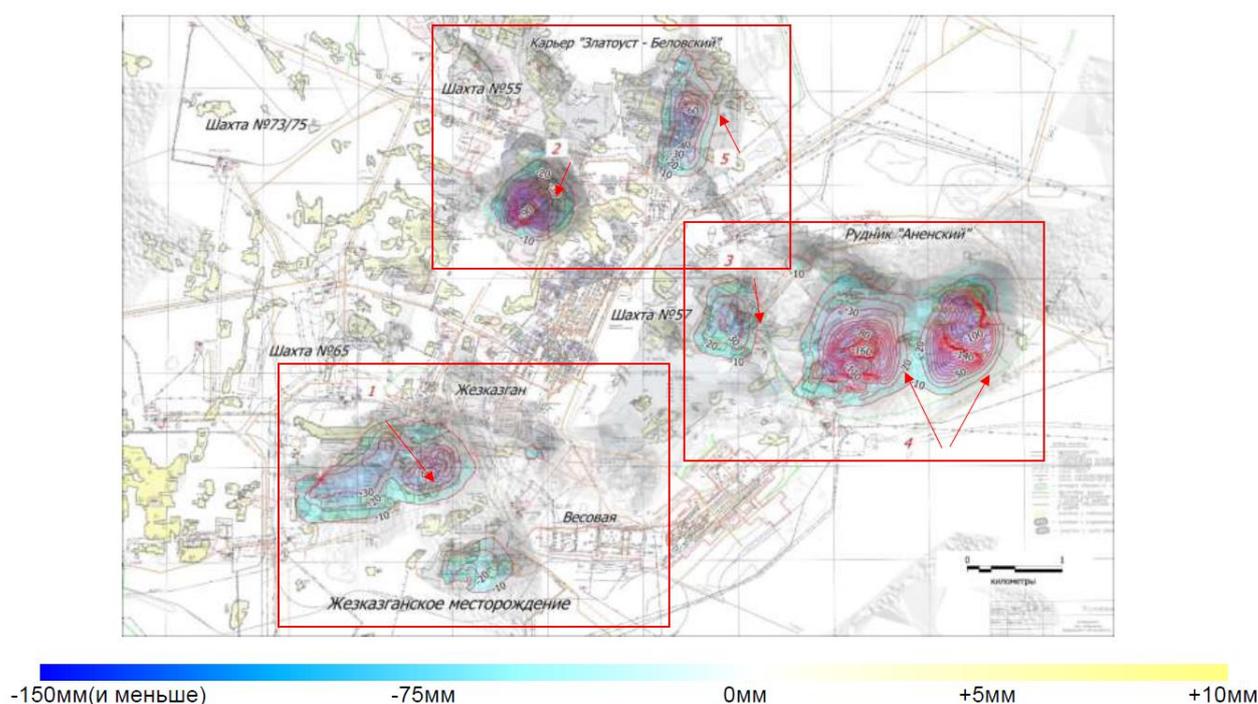
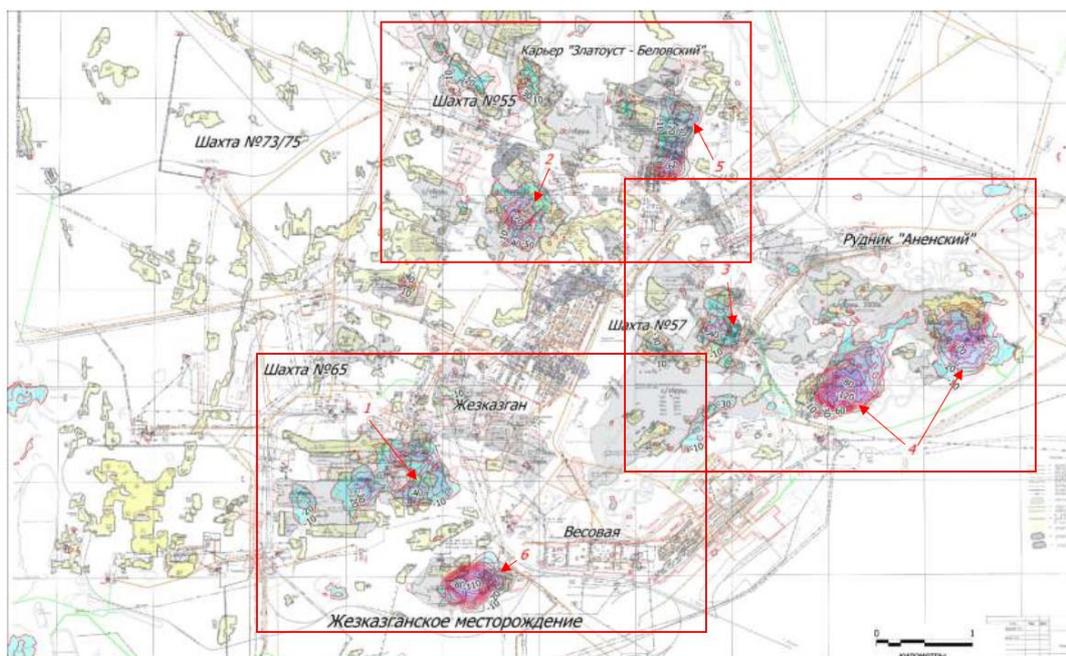


Рисунок 1.21 – Карта оседаний за 204 дня (29.03.20-19.10.20)  
Жезказганского месторождения по данным Sentinel-1b

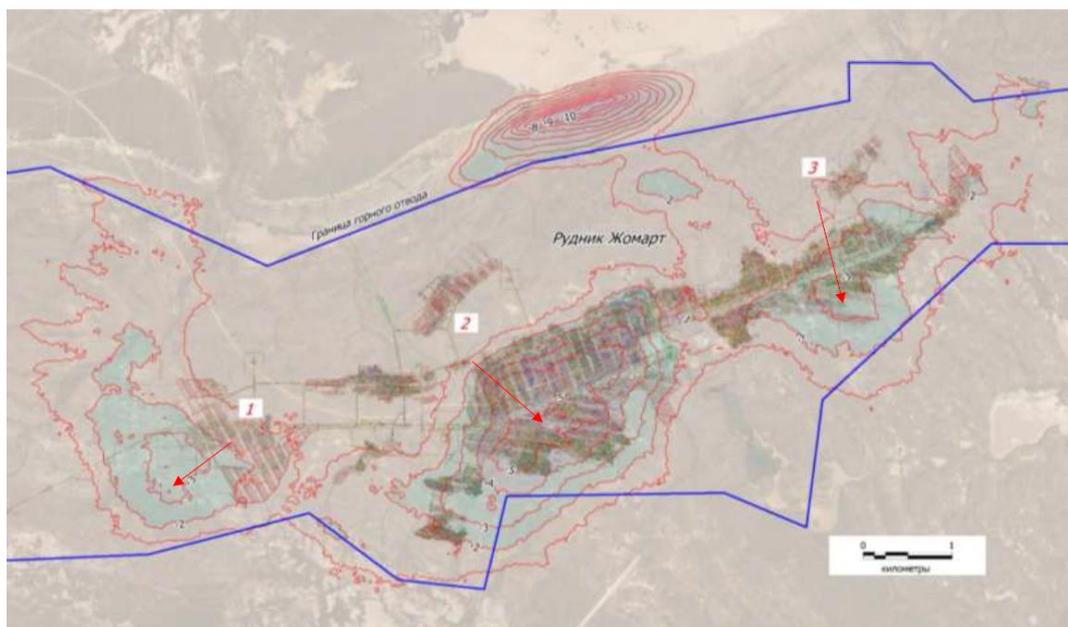
Примечание – Синим цветом выделены зоны с оседаниями более 10 мм. Изолинии оседаний проведены через 10 мм



-150мм(и меньше)      -75мм      0мм      +5мм      +10мм

Рисунок 1.22 – Карта оседаний за 73 дня (05.08.20-17.10.20) Жезказганского месторождения по данным *COSMO-SkyMed*

Примечание – Синим цветом выделены зоны с оседаниями более 10 мм. Изолинии оседаний проведены через 10 мм



-15мм(и меньше)      -5мм      0мм      +5мм      +10мм

Рисунок 1.23 – Карта оседаний за 204 дня (29.03.20-19.10.20) рудника «Жомарт» по данным *Sentinel-1b*

Примечание – Синим цветом выделены зоны с оседаниями более 1 мм. Горизонталы проведены через 1 мм

## **Выводы по первому разделу и постановка задач**

Повторная отработка требует комплексный подход с использованием результатов мониторинга и определения возможных негативных факторов на подземные горные выработки и поверхностную инфраструктуру.

В связи с тем, что на сегодняшний день, открываются новые месторождения и внедряются современные технологии мониторинга, такие как космическая радарная интерферометрия, автоматизированные системы сейсмического контроля и другие, а также применяются передовые методы определения фактического состояния выработанного пространства, налегающей толщи и земной поверхности, вопрос геомеханического обоснования повторной разработки целиков на основе комплексного мониторинга являются актуальной.

Как показывает практика, рассмотренная в данной главе полученные результаты необходимы для принятия необходимых мер для предотвращения аварий, внезапных обрушений, разрушений поверхностных и подземных сооружений и инфраструктуры, а также предупреждение техногенных землетрясений.

Результаты комплексного геомеханического мониторинга за состоянием выработанного пространства, налегающей толщи и земной поверхности могут быть использованы для определения безопасных условий повторной отработки целиков и разработки методов прогнозирования негативных последствий.

На руднике «Жомарт», с 2021 года по рекомендации [104, с. 3-120] в Блоке 56-С<sub>2</sub> в опытно-промышленном порядке применяют панельно-столбовую систему разработки с оставлением массивных целиков (МЦ) взамен барьерных (БЦ) с уменьшением пролета камер с 9,0 м до 7,0 м, для обеспечения безопасных условий отработки и уменьшения потерь при камерной отработке с выработанного пространства. В 2020-21 годах методом радарного космического мониторинга проводились изучения процессов сдвижения земной поверхности. С 2008 года проводятся инструментальные наблюдения за сдвижением земной поверхности. С 2009 года проводятся опытно-промышленные работы по повторной отработке целиков. В 2021 году проводились исследования по определению зон обрушения налегающей толщи над погашенными панелями с помощью сейсморазведочных технологий. Также имеются результаты визуального мониторинга с 2007 года. Все эти данные позволяют провести исследования с постановкой следующих задач:

Необходимо провести статистический анализ полученных результатов опытно-промышленных работ по уменьшению пролетов камер, сравнить их с расчётными данными и получить практическую зависимость изменения устойчивости пролета кровли камер от их ширины.

Произвести сравнительный анализ результатов космической радарной интерферометрии с результатами инструментального нивелирования по профильным линиям с обоснованием возможности применения данной технологии для мониторинга участков повторной отработки рудных месторождений.

По результатам исследования по определению зон обрушения налегающей толщи над погашенными повторной отработкой панелями с помощью сейсморазведочных технологий, произвести математическое моделирование обрушения налегающей толщи с последующим получением зависимости мощности обрушения налегающей толщи от пролета погашения.

На основании результатов инструментального наблюдения над погашенными панелями разработать методику расчета сдвижения земной поверхности при повторной отработке целиков для рудника Жомарт.

Согласно разработанной методике расчета сдвижения земной поверхности дать прогнозные деформации земной поверхности под инженерными коммуникациями и транспортными узлами (железнодорожные пути) рудника Жомарт.

## 2 РЕЗУЛЬТАТЫ ШАХТНОГО ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ЗА СОСТОЯНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА (ЦЕЛИКОВ И КРОВЛИ КАМЕР)

За 16 лет работы (с 2006 по 2022 гг.) рудник добыл камерно-столбовой системой 44,9 млн. т руды. Образовано 33,3 млн.м<sup>3</sup> пустот и порядка 10000 МКЦ. В 2009 г. в панели 2 были проведены ОНР по извлечению МКЦ из открытого выработанного пространства. Массовое извлечение МКЦ началось в 2014 г. [136]. К началу 2023 г. отработано более 3000 целиков (30% от общего числа оформленных). Обрушением погашено 16,6 млн.м<sup>3</sup> пустот (50% от общего объема образованных). В 2016 г. начата отработка запасов в поле второй очереди рудника (Жомарт-2). Динамика данных показателей приведена на рисунке 2.1.

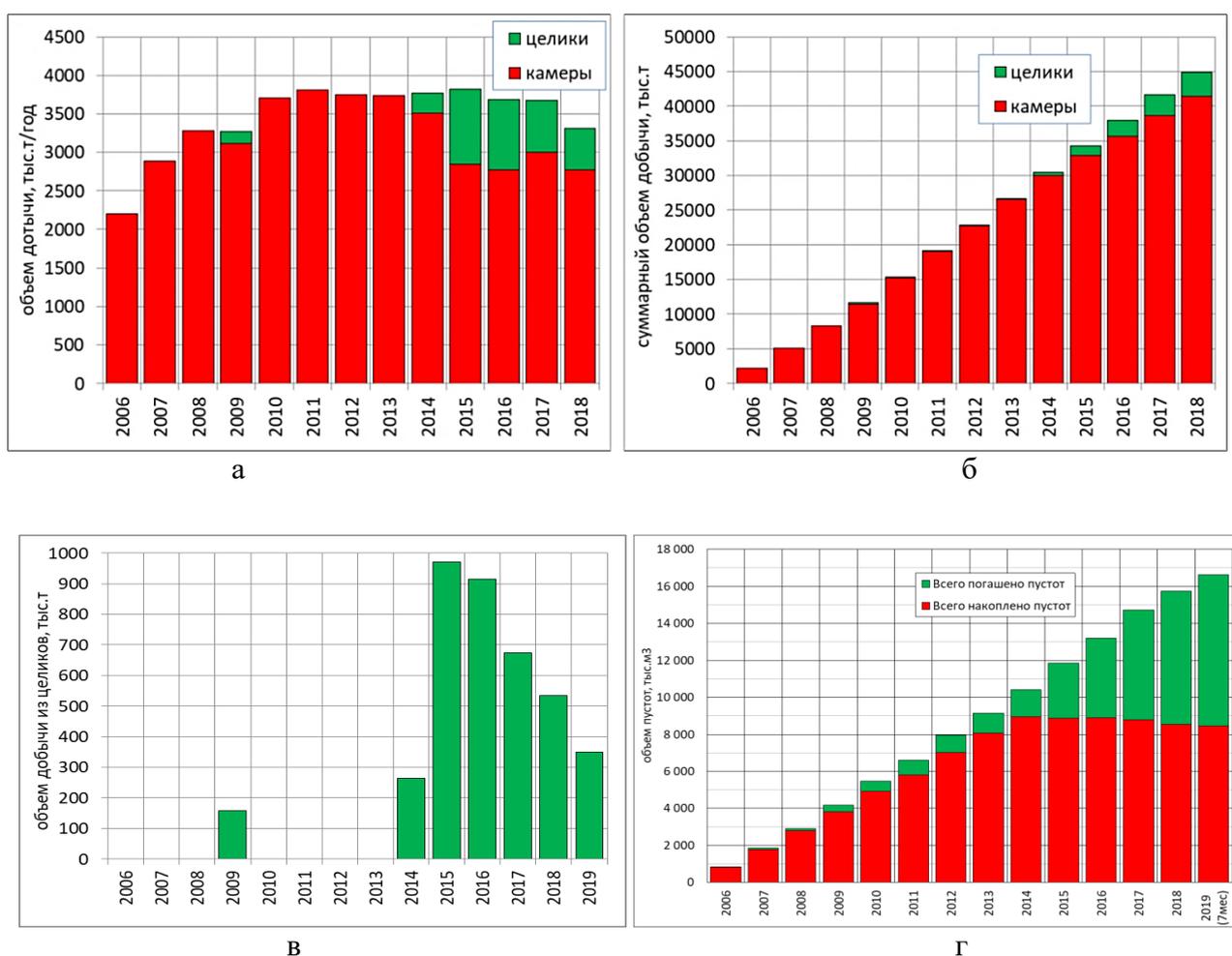


Рисунок 2.1 – Основные показатели, характеризующие состояние горных работ на руднике Жомарт

В поле рудника Жомарт-1 в целиках остались неотработанными 18,774 млн. т руды, в том числе:

МКЦ	6,529
БЦ	8,868

В 2016 году начата отработка запасов в поле второй очереди рудника (Жомарт-2).

У камерно-столбовой системы разработки всего два основных конструктивных элемента, определяющих безопасность горных работ, извлечение руды из недр и производительность добычи:

- кровля очистных камер;
- поддерживающие междукамерные целики.

Произведя анализ устойчивости данных элементов за 16 лет практического опыта отработки рудника «Жомарт» получили следующие результаты.

### 2.1 Устойчивость пролета кровли камер

По проекту ГПИ ширина очистных камер принята 9 м. Ежегодно на руднике обнажается 200÷230 тыс. м<sup>2</sup> кровли камер. Суммарная площадь отслоений при оформлении камер, вывалов и обрушений достигает 16÷18 тыс. м<sup>2</sup>, что составляет 8% от площади созданного выработанного пространства. Более половины вывалов (52%) происходит на площадях до 100 м<sup>2</sup>. Большие вывалы на площадях 600÷1200 м<sup>2</sup> происходят редко: их всего 1%. Мощности вывалов до 2 м составляют 89%. Обрушения кровли мощностью более 2 м (т.е. вместе с анкерами) происходят в 11% случаев [137-139].

Опыт применения панельно-столбовой системы (ППС) на месторождении описаны в работе [15, с. 122-125], где кратко изложены опыты и применяемых параметров панельно-столбовой системы разработки на месторождении Жаман-Айбат. Показаны результаты статистических анализов геомеханических и маркшейдерских наблюдений за конструктивными элементами (целик, кровля) в период 2008-10 гг.

За истекший период, с 2021 года на месторождении на основании рекомендации [36, с. 1-4] в опытно-промышленном порядке применяется камерно-столбовая система разработки с применением массивных целиков (МЦ) взамен барьерных (БЦ) и с уменьшением пролетов камеры с 9 м до 7 м. Обоснование уменьшение пролета камеры изложено в работе [74, с. 3-10].

Таблица 2.1 – Количество вывалов пород с кровли по мощностям

Мощность вывалов пород с кровли, м.	Количество вывалов по очистным выработкам за период 2008-10 гг, шт.	Количество вывалов по очистным выработкам за период 2019-22 гг, шт.	Количество вывалов по горнопроходческим выработкам за период 2019-22 гг, шт.
до 1	40	331	345
до 2	79	254	268
до 3	60	49	36
до 4	16	16	7
более 5	22	4	0
Всего	217	654	654

В соответствии с таблицей 2.1 и рисунком 2.2, статистический анализ мощности вывалов пород с кровли по очистным и горнопроходческим выработкам за период 2019-22 гг. (3,5 года), а также данные приведенные в работе [4, с. 37-70] за период 2008-10 гг. (3 года).

По статистическим данным можно сделать вывод, что в ранние периоды 2008-10 гг. не были учтены мощности вывалов пород с кровли менее 1,0 м, на основании, которого в 2017 г. в работе [15, с. 122-125] были сделаны выводы о том, что 33% вывалов происходят мощностью более 2 м (т.е. вместе с сталеполимерным анкерным креплением). По новым полученным данным при очистной выемке с шириной камеры 9 м вывалы мощностью более 2 м составляют 11%, при ГПР шириной менее 6 м - 7%, в очистных камерах шириной 7 м при опытно-промышленной отработке блока 56-С<sub>2</sub>, с применением МЦ зарегистрировано 6 вывалов мощностью от 0,3 до 1,9 м, т.е. не более 2,0 м.

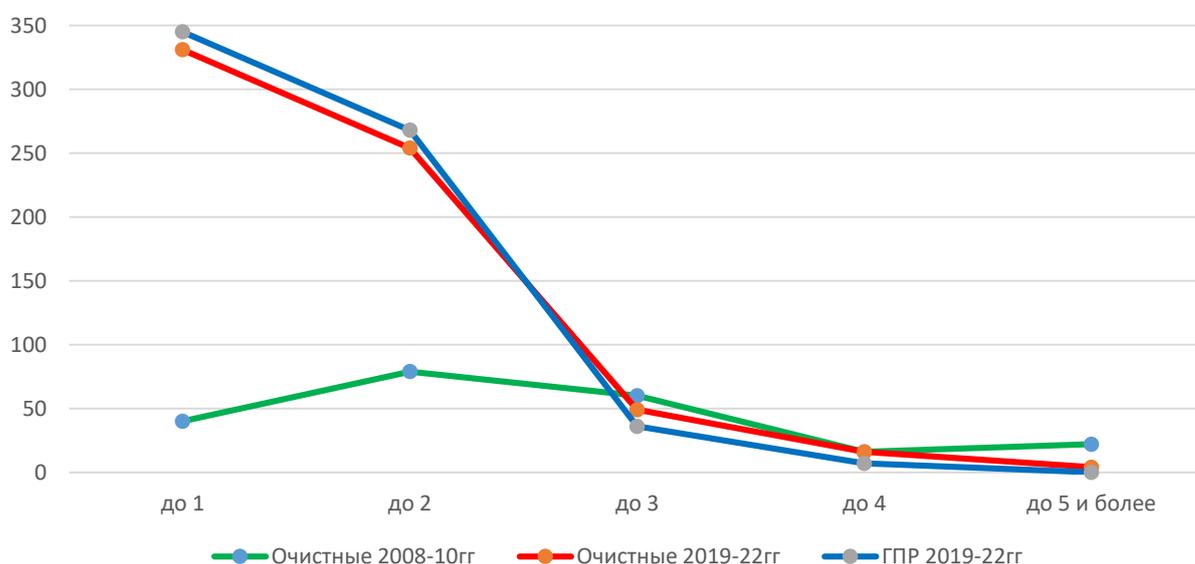


Рисунок 2.2 – График количества вывалов пород с кровли по мощностям

Для сравнения устойчивости пролетов камер при применении различных параметров панельно-столбовой системы разработки на месторождении Жаман-Айбат был проведен статистический анализ вывалообразования по 104 выемочным единицам (панелям, блокам) с учетом всей площади обнажения кровли в них.

За период с июня по сентябрь 2022 года в панелях 21 залежи Ж-А 5-III, 22 залежи Ж-А 4-III, 23 залежи Ж-А 5-IV (блок 56-С<sub>2</sub>) оформлено 6 массивных и 109 междукамерных целиков. Согласно геомеханическим наблюдениям и геомеханическим планам в панели 23 залежи Ж-А 5-IV разрушения боковых поверхностей отмечены при очистных работах до оформления первого массивного целика на 10 междукамерных целиках, связанная с горизонтальным горным давлением. Такие разрушения целиков отмечались и при оформлении первых камер панелей 39юг, 1, 2, 3 залежи Ж-А 4-I [137, с. 3-11]. В панелях 21

залежи Ж-А 5-III, 22 залежи Ж-А 4-III признаков разрушение целиков не отмечено.

Площадь обнажения кровли камер в рассматриваемых панелях на 11 сентября 2022 года составляет 35509 м<sup>2</sup>, общее количество зарегистрированных вывалов 6, с общей площадью 298 м<sup>2</sup>, мощностью от 0,3 до 1,9 м, что составляет около 1% от общего обнажения площади кровли.

Для сравнения эффективности и безопасности новых опытно-промышленных параметров системы разработки с применением массивных целиков был сделан анализ устойчивого состояния обнажения кровли общей площадью более 2 млн. м<sup>2</sup> в 104 панелях (таблица 2.2). Где представлены процентные соотношения вывалов пород с кровли к общей площади обнажения в зависимости от принятых параметров камерно-столбовой системы разработки.

Таблица 2.2 – Результаты анализа устойчивости пролета камер на руднике Жомарт

Параметры ПСС	Количество панелей/блоков, шт.	Суммарная площадь обнажения кровли, м <sup>2</sup>	Суммарная площадь вывалов пород с кровли, м <sup>2</sup>	Соотношение вывалов к площади обнажения, %
1 параметры	1	23867	3603	15
2 параметры	9	259390	4774	2
3 параметры	91	1723571	226390	13
4 параметры	3	35509	298	1

Ранее принятые параметры:

*Параметры 1* принятые в панели 39юг и южной части панелей 1, 2, 3 (несколько камер):

- параметры междукамерного целика (МКЦ) 9 м на 9 м, высотой до 12 м;
- пролет очистной камеры 9 м;
- сетка расположения междукамерных целиков 18 м на 18 м;
- ширина барьерного целика 40 м, при проходке в ней панельного штрека 20 м;
- пролет панели в свету 130 м.

*Параметры 2* принятые в панелях 1, 2, 3, 39сев, 40, 41, 54, 55, 56:

- параметры междукамерного целика 9 м на 30 м, высотой до 12 м;
- пролет очистной камеры 9 м, засечки – 6 м;
- сетка расположения междукамерных целиков 18 м на 18 м;
- ширина барьерного целика 55 м;
- пролет панели в свету 95 м.

*Параметры 3* принятые на руднике как основные, отработано более 100 панелей (в анализ были учтены данные по 91 панели):

- параметры междукамерного целика 10 м на 10 м, высотой до 12 м;
- пролет очистной камеры 9 м;

- сетка расположения междукамерных целиков 19 м на 19 м;
- ширина барьерного целика 40 м, при проходке в ней панельного штрека 45 м;
- пролет панели в свету 85 м.

*Параметры 4* в панелях 21 залежи 5-III, 22 залежи 4-III, 23 залежи 5-IV с оформлением массивного целика взамен барьерного с уменьшением пролета камер и ширины междукамерного целика

- параметры междукамерного целика 7 м на 7 м, высотой до 12 м;
- пролет очистной камеры 7 м;
- сетка расположения междукамерных целиков 14 м на 14 м;
- ширина массивного целика 35 м на 35 м;
- пролет панели в свету 49 м.

Обеспечение устойчивости пролета кровли были рассмотрены в работе [36, с. 1-4], где расчетным методом и моделированием установлено, что при уменьшении ширины камеры с 9 м до 7 м устойчивость кровли вырастает до 1,7 раза, при ширине 6 м более чем в 2 раза.

Обоснование допустимого пролета камер расчетами, должен быть обусловлен выбором физической модели физического процесса обрушения кровли, которая соответствует горно-геологическим условиям рудника Жомарт. Основанием для этого служат наблюдаемые на практике закономерности обрушений кровли:

- при расколке камер и оформлении первых МКЦ кровля, закрепленная анкерами, отслаивается от вышележащих пород и висит на анкерах. Появляется множество разрывных трещин. Возникает необходимость в их принудительном обрушении. Часто наблюдаются отслоения пород между анкерами мощностью 0,1÷0,3 м. На участках кровли, не закрепленных торкретбетоном, видны разрывные трещины длиной до 1,5÷2,0 м с шириной раскрытия до 0,5 см;

- в большинстве камер в призабойной зоне после отбойки руды в первые часы после своего обнажения происходит разрушение нижнего слоя пород кровли и оголение анкеров до 0,5 м;

- в центрах сопряжения очистных камер в местах максимального прогиба кровли, нередко наблюдаются разрывные трещины, смятие и обрыв опорных плит анкерной крепи; наблюдения, проведенные с помощью видеозонда ТАИС, показали раскрытие трещин по межпластовым горизонтальным контактам на глубине от 1,9 м до 2,4 м от контура кровли.

- после оформления 2÷3 рядов МКЦ состояние кровли, как правило, улучшается: уменьшается количество оголившихся анкеров и объем перекрепления. Однако, как и при нарезных работах, появляются консоли (отслоения) на анкерах. Наблюдаются, но в меньшей степени, разрывные трещины, проходящие в основном по оси камер;

- после обрушений кровли мощностью больше длины анкеров контур зоны обрушения приобретает характерный вид трапеции с плоским верхним основанием (рисунок 2.3).

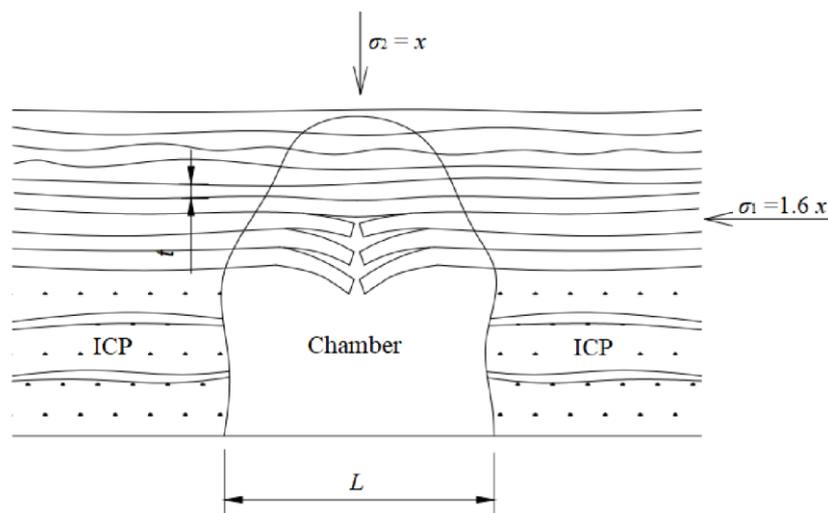


Рисунок 2.3 – Характерная форма обрушений кровли очистных камер на руднике Жомарт

Если представить кровлю очистных камер в виде пакета тонких слоев перемежающихся пород мощностью  $0,1 \div 0,3$  м, сжатых тектоническими напряжениями, тогда данные закономерности обрушений (отслоений) кровли камер соответствуют потери устойчивости от продольного сжатия горизонтальными напряжениями по Л. Эйлеру. Именно по данной схеме необходимо вести расчет допустимых пролетов кровли камер. Чтобы подтвердить выбор расчетной схемы, проведено численное моделирование поведения тонкоплитчатой кровли.

На основании результатов исследований механических свойств руды и пород, природного напряженного состояния массива, структуры и трещиноватости массива, а также анализа составлена расчетная схема для численного моделирования устойчивости тонкослоистой кровли очистных камер, закрепленной анкерами длиной 2,4 м по сетке  $1 \times 1$  м, при наличии в массиве тектонических напряжений [100, с. 3-59; 140-156]. Моделирование проведено с помощью программы RS2 (RocScience, Canada). Для задания тонкой слоистости массива кровли в программе Phase 2 использовался инструмент Discrete Fracture Network (DFN) со случайным расположением протяженных горизонтальных трещин. По блочной модели частота трещин (Fracture Frequency - FF) в кровле залежи 4-1 изменяется в пределах  $FF = 2 \div 10$ . В большей части поля рудника Жомарт 2 частота трещин составляет  $FF = 4 \div 5$ . Это соответствует расстоянию между трещинами (толщине слоев)  $t = 1/FF = 0,20 \div 0,25$  м. Более высокая частота трещин ожидается только в зонах тектонических разломов. Для дальнейших расчетов примем, что распределение расстояний между трещинами (Spacing) подчиняется обратному экспоненциальному закону со средним значением 0,2 м и диапазоном изменения от 0,1 м до 0,3 м. Это соответствует толщине  $t$  моделируемых слоев пород в кровле.

Исходные данные для компьютерного моделирования показано на рисунке 2.4. [157-164].

Material Name	Unit Weight (MN/m <sup>3</sup> )	Poisson's Ratio	Young's Modulus (MPa)	Failure Criterion	Peak Friction Angle (degrees)	Peak Cohesion (MPa)
Rock	0.027	0.2	4700	Mohr-Coulomb	35	8.7

Рисунок 2.4 – Исходные данные для численного моделирования.

Моделирование проводилось для глубины разработки 430 м. Природное напряженное состояние массива принято гравитационным (вертикальные напряжения равны  $\gamma H$ ) с коэффициентом бокового давления  $\lambda=1,6$  [165, 166]. Упругие свойства массива тонкоплитчатой кровли заданы модулем деформации  $E_m = 4,7$  ГПа и коэффициентом Пуассона  $\nu=0,2$ ; прочностные свойства – сцеплением в массиве  $C_m = 8,7$  МПа и углом внутреннего трения  $\varphi = 35^\circ$ . На рисунке 2.5, показана зона неупругих деформации (ЗНД) вокруг камеры шириной 9,0 м. По результатам численного анализа видно, что ЗНД по кровле достигает 2,36-2,55 м.

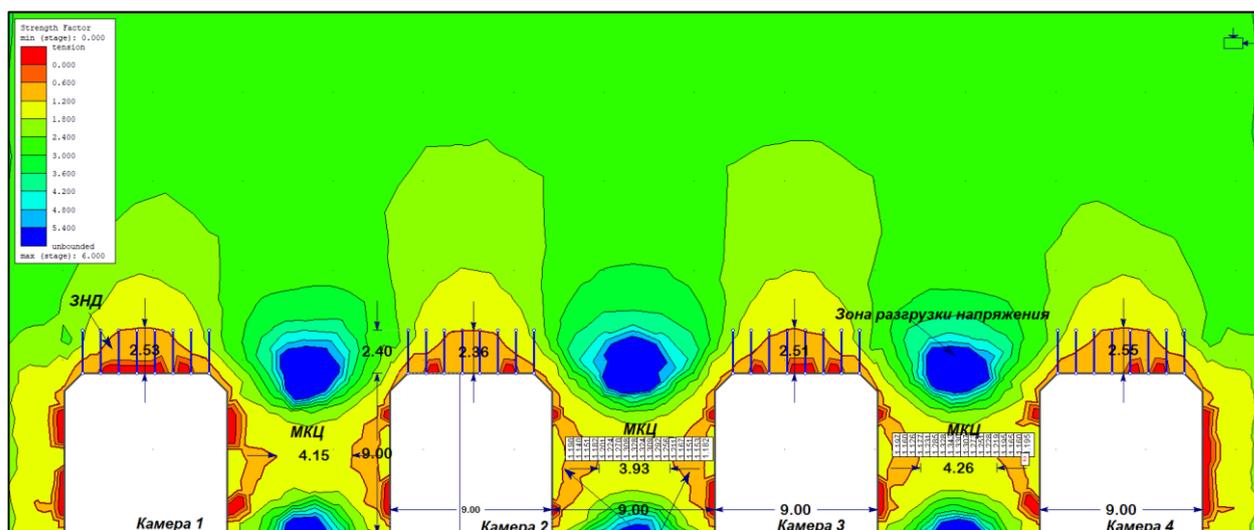


Рисунок 2.5 – Зона неупругих деформации при ширине камеры 9,0 м.

На рисунке 2.6 показан результаты моделирования по определению общего смещения тонкослоистой кровли камеры шириной 9 м, которая составляет около 10 см в середине пролета.

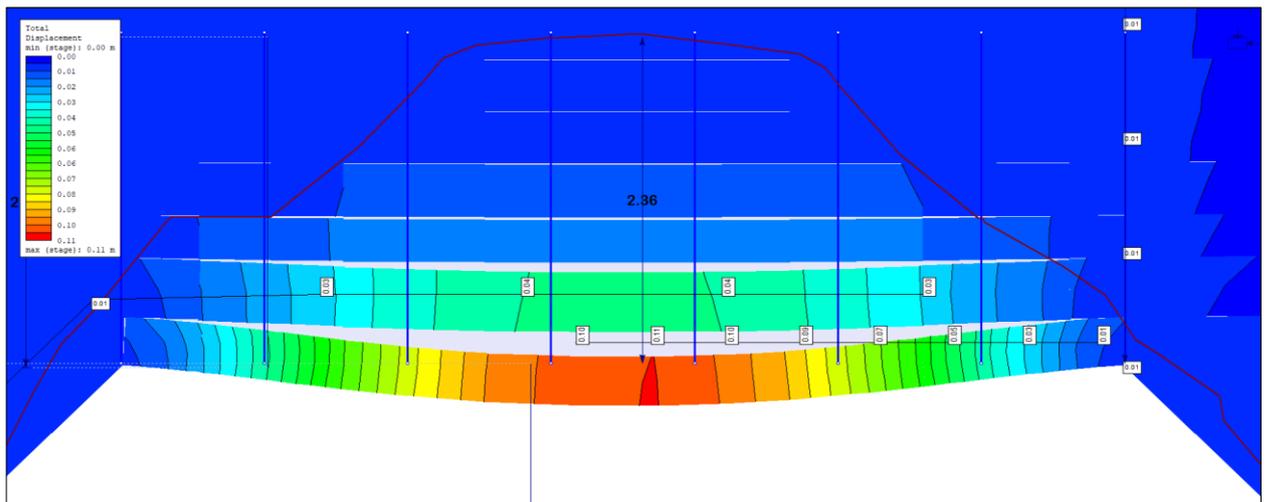


Рисунок 2.6 – Прогиб тонкослоистой кровли камеры шириной 9 м, закрепленной анкерами с шагом 1×1 м на глубину 2,4 м

Расчетный прогиб кровли камер в середине пролета достигает 10 см. Это по порядку величины соответствует результатам натуральных наблюдений с помощью датчиков смещений. Также моделирование показывает расслоение кровли за счет разницы в смещениях разных слоев. Расслоения кровли также были зафиксированы в скважинах, пробуренных в кровлю, с помощью видеозонда ТАИС. Данные факты свидетельствуют о сходимости результатов расчета с проявлениями горного давления, наблюдаемыми на практике. Это говорит о достоверности расчетной модели.

На рисунке 2.7 показано распределение запаса прочности (Strength Factor) в кровле камеры. Для наглядности зоны разрушения (с коэффициентом запаса прочности меньше 1,2) выделены оранжевым цветом. Видно, что при обработке камер с проектным пролетом 9 м нагрузка на МКЦ большая, что приводит к разрушению целика. При ширине целика 9 м, разрушенная часть с обеих сторон МКЦ в сумме достигает до 5,0 метров.

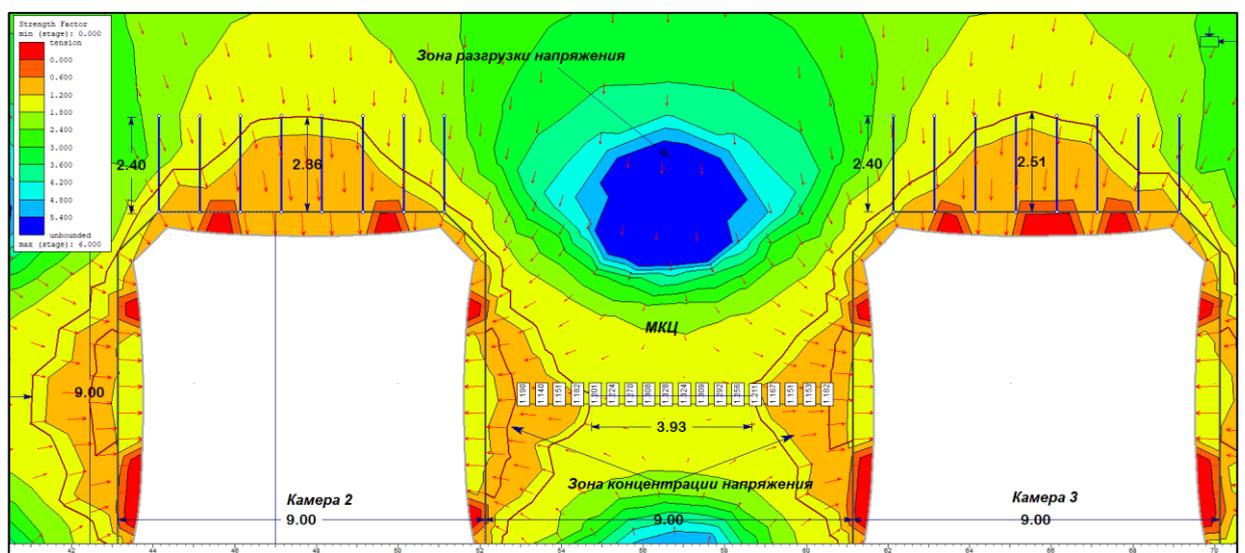


Рисунок 2.7 – Разрушение (оранжевым цветом) МКЦ при ширине камеры 9 м

На рисунке 2.8 показано распределение максимальных напряжений (Sigma1) вокруг камеры. Видно, что при  $1,6\gamma H$  отработке камер зона концентрации напряжения в кровле выработки и могут достигать до 34 МПа, тогда как в зоне разгрузки напряжения (борта камеры) Sigma 1 около 10 МПа.

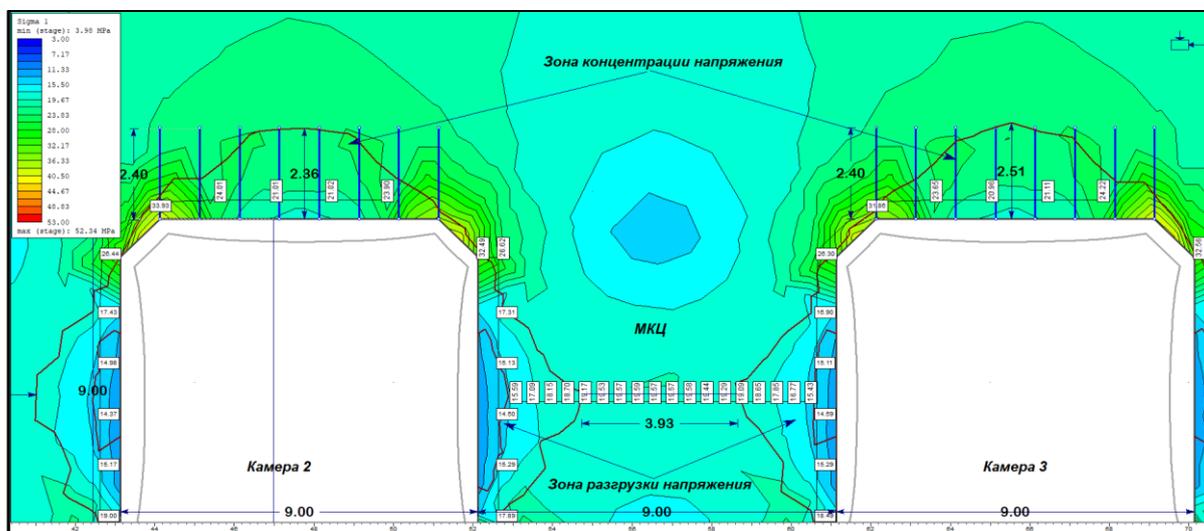


Рисунок 2.8 – Зона концентрации Sigma 1 при ширине камеры 9 м

Далее был выполнен численный анализ с изменением. Чтобы оценить влияние пролета камер на устойчивость кровли, проведено численное моделирование с шириной камер 8,0 м и 7,0 м. На рисунок 2.9 показано распределение запаса прочности в кровле камеры шириной 8 м. Уменьшение пролета камеры на 1 м (с 9 м до 8 м) снижает прогиб кровли в 2 раза (до 5 см). Также значительно снижается глубина разрушений в кровле – до 1,75 м. Анкерная крепь длиной 2,4 м все же не способна удержать тонкослоистую кровлю на таком пролете. Однако, нагрузка на МКЦ уменьшилась, то есть, при ширине камеры 8,0 м МКЦ не разрушается.

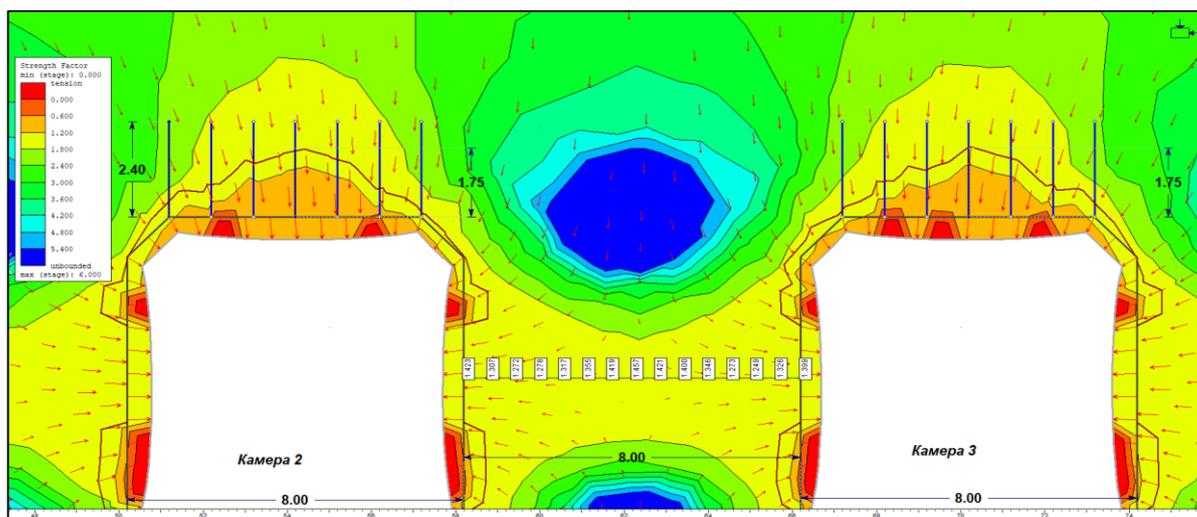


Рисунок 2.9 – Разрушение (оранжевым цветом) тонкослоистой кровли камеры шириной 8 м, закрепленной анкерами с шагом  $1 \times 1$  м на глубину 2,4 м

Далее был выполнен численный анализ массива горных пород при ширине камеры 7,0 м, результаты которого показан на рисунке 2.10.

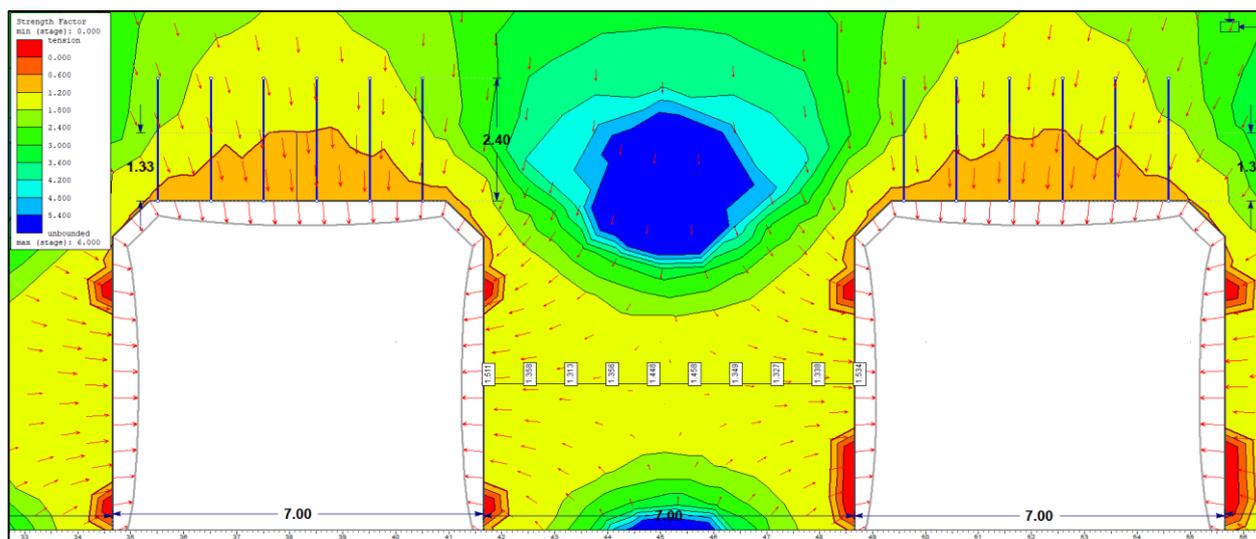


Рисунок 2.10 – Разрушение (оранжевым цветом) тонкослоистой кровли камеры шириной 7 м, закрепленной анкерами с шагом 1×1 м на глубину 2,4 м

Уменьшение пролета камеры еще на 1 м (с 8 м до 7 м) снижает прогиб кровли до 2 см. Также значительно снижается глубина разрушений в кровле – до 1,33 м. В данном случае анкерная крепь длиной 2,4 м способна удержать тонкослоистую кровлю на таком пролете, в среднем запас прочности (Strength Factor) МКЦ равен 1,35, что обеспечивает сохранность целика.

Ниже на рисунке 2.11 показано изменение запаса прочности законтурной части камеры в зависимости от ширины камеры.

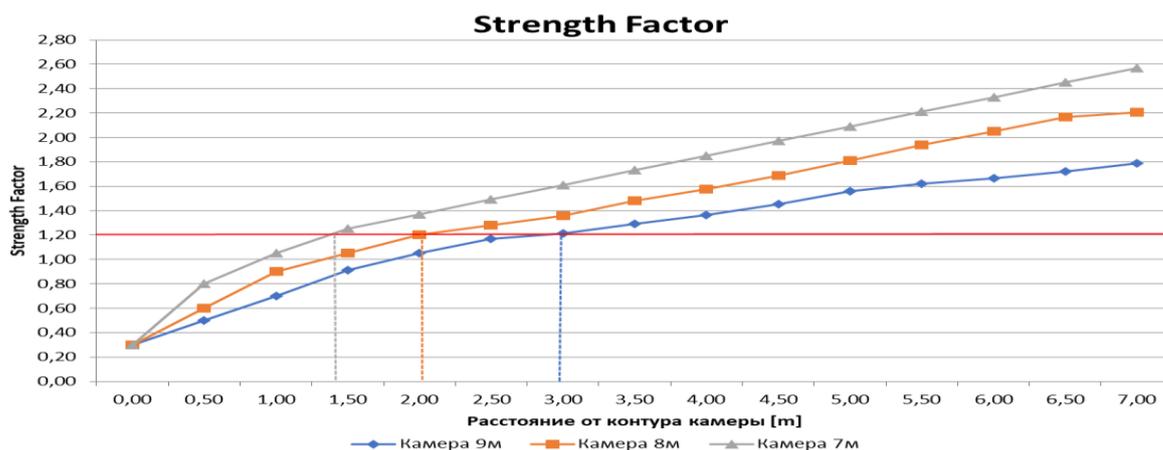


Рисунок 2.11 – График изменение запаса прочности (Strength Factor)

Численное моделирование показало, что снижение пролетов – это эффективный путь обеспечения устойчивости кровли камер, которая, как показал 16-ти летний опыт работы рудника Жомарт, является наислабейшим элементом системы разработки в данных горно-геологических условиях.

Опыт применения ширины камеры 6 м в панели 95сев залежи 4-I показал свою неэффективность при использовании имеющегося оборудования, на основании чего были возвращены старые «параметры 3» с шириной камер 9 м для дальнейшей отработки камерных запасов в панели 95сев.

В тоже время ширина камеры 7 м в панелях 21 залежи 5-III, 22 залежи 4-III, 23 залежи 5-IV на данный момент применяется в опытным порядке и показал свою эффективность как можно увидеть в таблице 2.2 суммарная площадь вывалов пород с кровли уменьшилась с 13 до 1%, т.е. более чем в десять раз. Полученные результаты были опубликованы в работе [72, р. 129-136].

Статистический анализ вывалов и отслоений пород с кровли на руднике Жомарт, изложенный в данной статье, подтвердил принятые расчетные параметры пролета камер для блока 56-C<sub>2</sub>, обеспечил устойчивость выработанного пространства в 13 раз и в дальнейшем рекомендуется при разработке запасов второй очереди Жомарт-2.

## **2.2 Устойчивость междукамерных целиков**

При отработке камерных запасов с выемочной мощностью 6÷8 м на глубине 450÷650 м нет проблем с устойчивостью МКЦ площадью 10×10 = 100 м<sup>2</sup>, которые поддерживают 361 м<sup>2</sup> кровли, т.к. их ширина превышает высоту. Проблемы с устойчивостью МКЦ начинаются в ходе их извлечения или при прорезке БЦ. В обоих случаях пригрузка МКЦ опорным давлением приводит к заколам и отслоениям руды с боковых поверхностей целиков. В результате ширина камер увеличивается до 12÷13 м, что приводит к прогибу тонкоплитчатой кровли, образованию и раскрытию в ней секущих трещин, отслоениям, вывалам, обрушениям. В итоге, неустойчивое состояние кровли перекрывает доступ к МКЦ, чтобы их отработать. По опыту извлечения МКЦ в панелях 7юг, 11, 12, 13, 49, 50, 51 в 2014-15 года средние потери руды в них составили 61% (проектные – 35%). Сверхнормативные потери руды при отработке МКЦ в 54% случаев были вызваны проблемами с кровлей [80, с. 127-131].

Как и в Жезказгане, на руднике Жомарт извлечение МКЦ на обширной залежи 4-1 сопровождалась цепной реакцией их разрушения. Отличие заключается в том, что разрушение МКЦ было частичным. После отслоений раздавленной руды с боковых поверхностей целиков пролеты камер увеличивались, после чего происходили их обрушения. Повторную разработку приходилось останавливать. Как правило, цепная реакция разрушения МКЦ начиналась после отработки 5÷7 рядов целиков и развивалась в середине длинных (по 700÷800 м) панелей. Район из 10÷12 рядов частично разрушенных МКЦ с неустойчивой или обрушенной кровлей камер в середине длины панелей приходилось оставлять, и возобновлять повторную разработку с тех рядов МКЦ, которые не подверглись разрушению. Подобным образом ситуация развивалась в панелях 11, 12, 13, 14, 15, 18, 35сев, 36сев, 37 сев, 42, 44, 48, 49, 50, 51, 52, 62, 63. Ситуация усугублялась практически повсеместной

опережающей, зачастую несанкционированной прорезкой БЦ. После чего МКЦ перегружались и начинали разрушаться.

По состоянию на начало 2023 год в отработанных панелях осталось неизвлеченными 6190 МКЦ. Из них 84% сохраняют устойчивость, 16% находятся в разных стадиях разрушения (с потерей несущего сечения до 10%, до 30%, более 30%). Их удельный вес показан на рисунке 2.12.

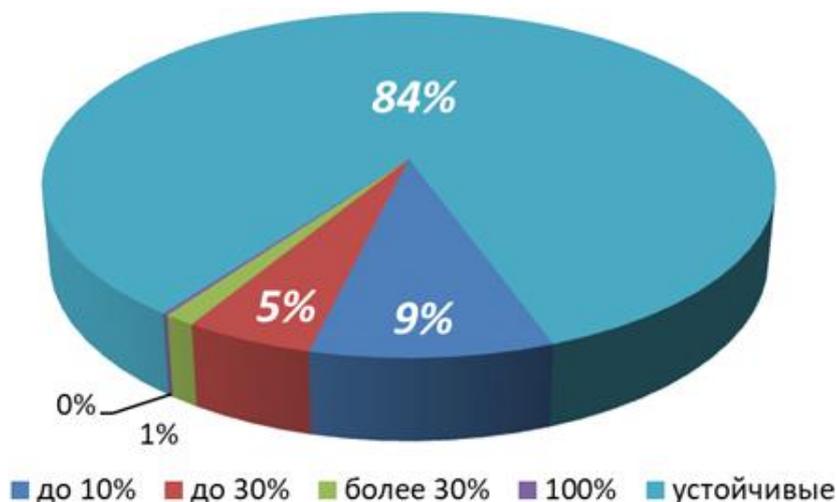


Рисунок 2.12 – Состояние устойчивости МКЦ на руднике Жомарт

Если сопоставить частоты повреждений кровли камер и МКЦ при отработке камерных запасов на первой стадии и при извлечении МКЦ на второй стадии отработки, получается следующее. При принятых в настоящее время параметрах системы разработки из двух ее основных конструктивных элементов *надежность кровли в 3÷5 раз ниже, чем у целиков.*

### **Выводы по второму разделу**

Проведенный анализ устойчивости элементов камерно-столбовой системы разработки на руднике Жомарт путем сопоставления натуральных (шахтных) наблюдения, а также применения численного моделирования показал, что уменьшение пролета является эффективным способом обеспечения устойчивости кровли камер, которая, по 16-ти летнему опыту рудника Жомарт, является самым слабым элементом системы разработки. Проведенные исследования дают основание полагать, что предлагаемый вариант повышения устойчивости пролетного строения камеры позволяет значительно улучшить состояние горных выработок за счет уменьшения деформации кровли и ее обрушений. Предложенное техническое решение повышает устойчивость пролета камеры более чем в 10 раз, что является очевидным положительным эффектом, позволяющим увеличить скорость проходки и получить значительный экономический эффект. Предлагаемый способ повышения устойчивости пролета камеры может быть применен не только на руднике Жомарт, но и на других тонкоплитных шахтах, опасных по обрушениям пород с кровли, т.е. характерных для неустойчивых пород. Этот

метод может быть полезен тем, кто занимается проектированием и эксплуатацией шахт и подземных сооружений, так как снижает риск аварий и повышает общую надежность и безопасность объектов. Исследование может стать основой для разработки нового принципа определения технологических параметров камерно-столбовой системы первичной отработки камерных запасов (подготовки безопасных условий для повторной отработки) – принципа, заключающегося в определении стабильного пролета кровли, сохраняющего неизменны при многочисленных вариациях размеров целиков (как межкамерных, так и барьерных).

## **3 РЕЗУЛЬТАТЫ МОНИТОРИНГА ЗА СДВИЖЕНИЕМ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ**

### **3.1 Инструментальный мониторинг**

Наблюдения за сдвижением земной поверхности проводят для определения параметров процесса сдвижения на месторождении и получения фактических данных для обоснованного решения вопросов охраны сооружений и выемки руды из предохранительных целиков [102, с. 84-92; 108; 148, с. 49-51; 167-169].

Для определения параметров процесса сдвижения выбирают участки с типичными для данного месторождения горно-геологическими условиями, на которых в наиболее короткие сроки прослеживается развитие и затухание процесса сдвижения и получено достаточное количество данных. Если нужно получить параметры процесса сдвижения для решения конкретных вопросов охраны сооружений или выемки руды из предохранительных целиков, наблюдательные станции закладывают на участках расположения этих объектов или на участках, имеющих аналогичные горно-геологические условия [108].

Реперы наблюдательных станций закладывают по прямым профильным линиям, ориентированным, как правило, по простиранию и вкрест простирания рудных тел. При сложном строении рудных зон с рудными телами неправильной или изометрической формы и неясно выраженных элементах залегания рудных тел профильные линии рекомендуется ориентировать параллельно и перпендикулярно проектным границам очистных работ. Когда наблюдательные станции закладывают в лесистых, гористых, застроенных районах или они предназначены для наблюдений за деформациями земной поверхности при подработке железных дорог и трубопроводов, допускают изломы профильных линий, расположение их по диагональным направлениям [108].

Для контроля процесса сдвижения и получения фактических данных процесса деформации земной поверхности при повторной отработке на месторождении отработываемой рудником Жомарт производятся ежегодные серии маркшейдерских наблюдений с 2008 года по 4 основным профильным линиям состоящие из 138 реперов и дополнительно с 2018 года 2 забивным профильным линиям из 101 репера. Проект наблюдательной станции, включая выбор местоположения и расчет длин профильных линий, выбор конструкции и способы закладки реперов, методику проведения наблюдений, периодичность, способ привязки к исходным пунктам, план организации работ при закладке наблюдательных станций, меры безопасности при проведении инструментальных наблюдений на руднике «Жомарт» разработан согласно «Методическими указаниями ...» [108] утверждённый приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Республики Казахстан от 22.09.2008 года №39.

Профильная линия I расположена по простиранию рудной залежи, включает 63 репера через каждые 25 м, общая длина составляет 1550,58 м. За весь период наблюдений максимальные оседания были отмечены на репере 53 (район повторной отработки 41 панели), наибольшее значение составило -92,1 мм, максимальная скорость оседания -10,5 мм/мес. в 2020 году, за 2023 год скорость оседания -0,6 мм/мес.

Профильная линия II расположена вкрест простирания рудной залежи, включает 2 опорных пункта вне зоны влияния горных работ и 25 рабочих реперов через каждые 20-25 м, общая длина профильной линии составляет 708,23 м. За весь период наблюдений максимальные оседания были отмечены на репере 20 (район повторной отработки 40 панели), наибольшее значение составило -100,7 мм, максимальная скорость оседания -21,6 мм/мес. в 2018 году, за 2023 год скорость оседания -0,8 мм/мес.

Профильная линия III расположена вкрест простирания рудной залежи, включает 4 опорных пункта вне зоны влияния горных работ и 22 рабочих реперов через каждые 20-30 м, общая длина профильной линии составляет 751,9 м. За весь период наблюдений максимальные оседания были отмечены на репере 13 (район повторной отработки 2 панели), наибольшее значение составило -69,5 мм, максимальная скорость оседания -32,7 мм/мес. в 2018 году, за 2023 год скорость оседания -3,4 мм/мес.

Профильная линия IV расположена для выявления сдвижений земной поверхности в районе подработки железной дороги, имеет форму ломаной не прерывистой линии, что допускается при наблюдениях такого вида сооружения. Профильная линия включает 28 реперов через каждые 25-30 м, общая длина составляет 753,09 м. За весь период наблюдений максимальные оседания были отмечены на репере 17 (район отработки повторной панели 42), наибольшее значение составило -104,3 мм, максимальная скорость оседания -16,7 мм/мес. в 2018 году, за 2023 год скорость оседания -0,2 мм/мес.

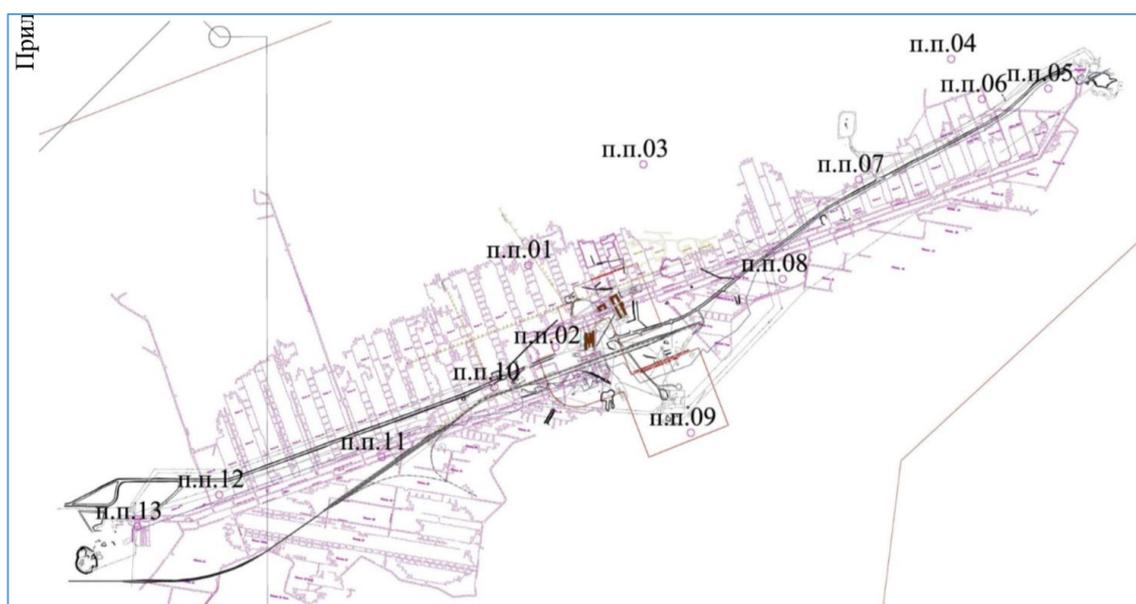


Рисунок 3.1 – Совмещенный план горных работ

План расположения профильных линии приведены на рисунке 3.1, также на рисунке 3.2 представлены результаты инструментального мониторинга.

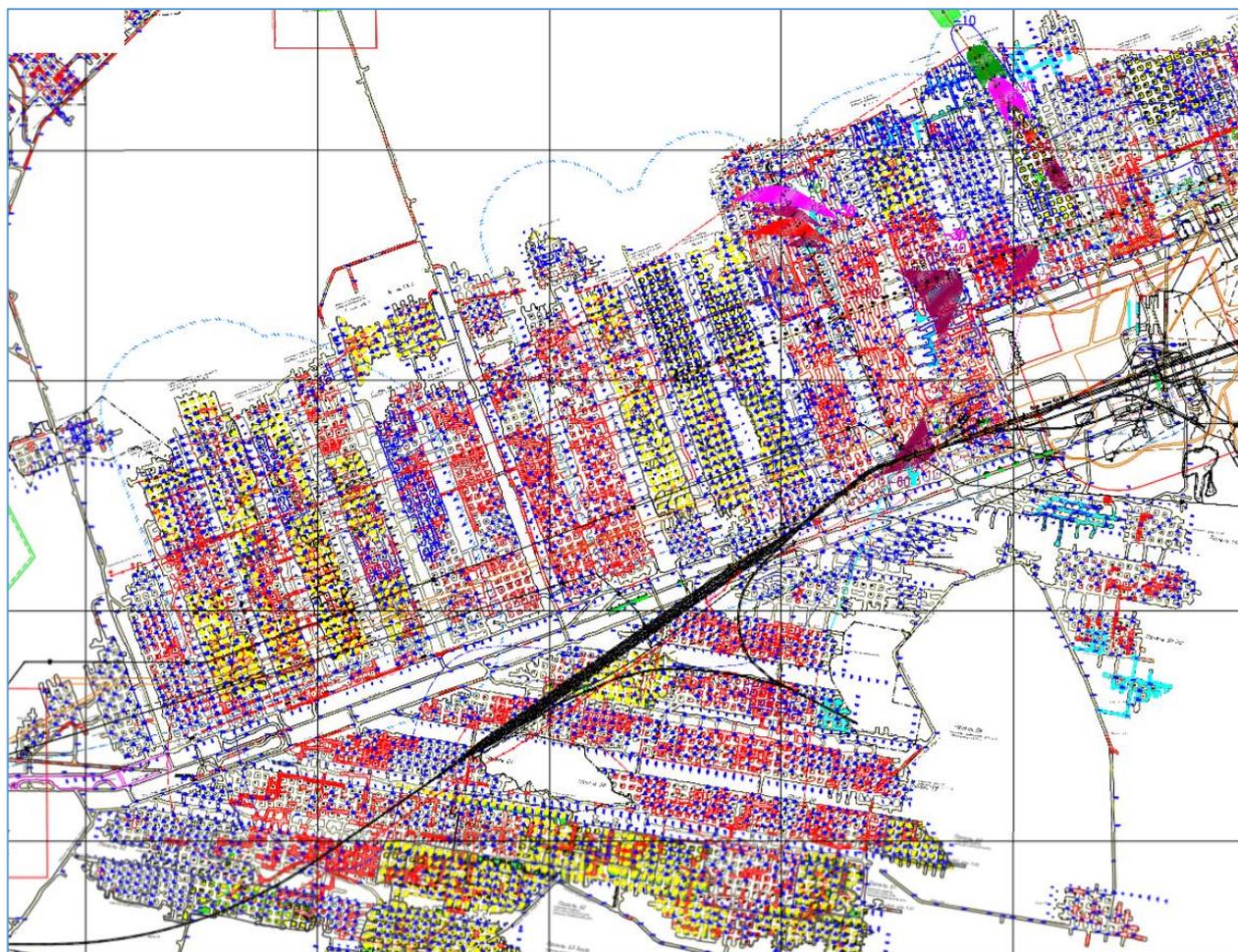


Рисунок 3.2 – Совмещенный план горных работ с результатами инструментального мониторинга

За период с 2008 по 2014 года оседаний при отработке камерных запасов панелей и опытно промышленных повторных отработок на локальных участках панели 2 в 2009 году (глубина 550 м, эквивалентный пролет отработки 100 м, мощность отработки 5-7 м), панели 4, 5 в 2010 году не наблюдались.

Прогрессирующее оседание было отмечено после повторных отработок целиков панелей 39, 41, 42, 43, 44, 47сев, 48сев, 49, 50, 51, 52, 60, 61, 62, 63 вост, 64вост начиная с 2015 года по 2018 год с регистрацией сильных сейсмических событий с энергией  $E=10^{6.8-8.9}$  Дж (таблица 3.1). Для сравнения скважинная отбойка при повторной отработке регистрируется сейсмической системой мониторинга с энергетическим классом  $E=2-3$  ( $E=10^{2-3}$  Дж), т.е. если энергия взрыва измеряется в 100-1000 Дж, то энергия обрушений составила до 1 млрд. Дж. Данные сильные сейсмические события, зарегистрированные всеми службами РК, как техногенные землетрясения (рисунок 3.3).

С 2019 года по 2023 год интенсивность оседания земной поверхности уменьшилось до нескольких миллиметров, что говорит об остановке процесса

обрушения, связанная еще с временной остановкой горных работ по повторной отработке в этих районах. Однако с 2023 года начаты работы по опытно-промышленной повторной отработке с полевой подготовкой запасов панели 47-48.

Таблица 3.1 – Зарегистрированные техногенные землетрясения

Дата	Энергетический класс сейсмособытия, Log E	Район
24.08.17	6,8	Панель 2-3
28.11.18	8,9	Панель 47-48
21.02.18	7,1	Панель 40
25.03.18	8,9	Панель 39-40
28.11.18	7,7	Панель 97, 98
09.03.19	9,8	Панель 2

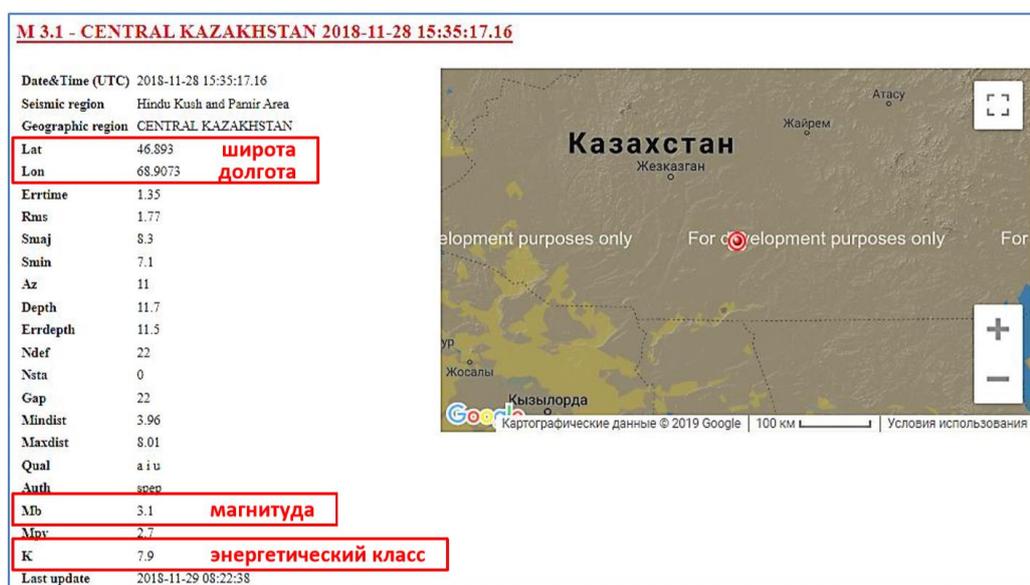


Рисунок 3.3 – Данные о техногенном землетрясении на руднике Жомарт в Казахском национальном центре данных

### 3.2 Спутниковый мониторинг

В связи с отмеченными интенсивными проявлениями сейсмических событий на руднике Жомарт в 2019 году (рисунок 3.4) была разработана «Программа работ по стабилизации геомеханической обстановки на рудниках ПО «Жезказганцветмет», были возобновлены по работы по изучению сдвигении земной поверхности методами радарного космического мониторинга участков Жезказганского месторождения и рудника «Жомарт». Спутниковый мониторинг оседания земной поверхности производился с 2020 по 2021 года и в связи с событиями в РФ были приостановлены в начале 2022 года.

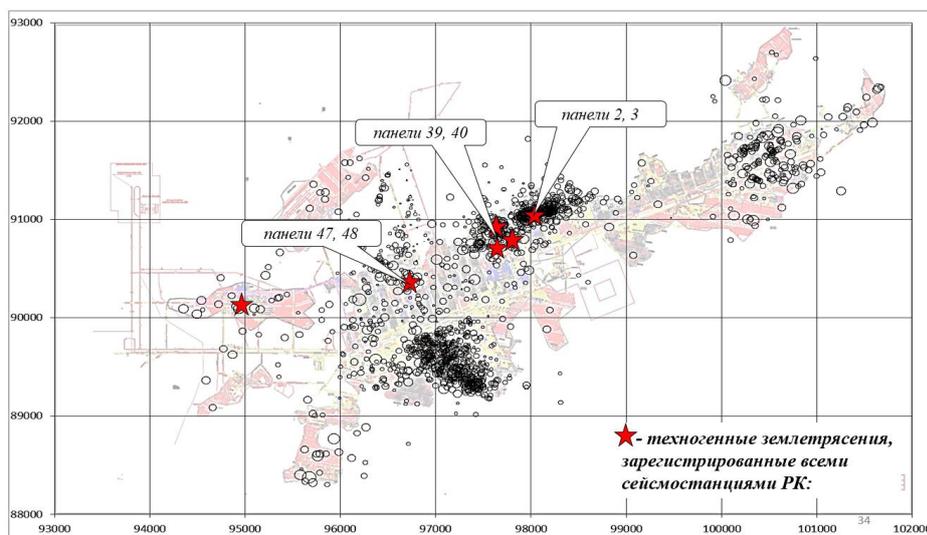


Рисунок 3.3 – Сейсмическая активность на руднике Жомарт за 2015-2019 года

В техническом отчете [135, с. 4-128] Пермский национальный исследовательский политехнический университет проводил работы для определения параметров процесса сдвижения на территории Жезказганского месторождения и рудника Жомарт, в том числе в районах, где отсутствуют профильные линии нивелирования.

В качестве исходных данных для работы служили данные радиолокационного дистанционного космического зондирования Земли, которые охватывали территорию работ согласно техническому заданию. Обработка результатов дистанционного зондирования осуществлялась в лаборатории по обработке данных дистанционного зондирования кафедры МДГиГИС с использованием профессионального программного пакета GAMMA.

Результатом обработки данных являются полученные карты вертикальных смещений, графики по условным профильным линиям и в целом картина развития деформаций земной поверхности.

Для интерферометрической обработки в данной работе использовались данные дистанционного радиолокационного зондирования земли с космических аппаратов COSMO-SkyMed, которые имели интервал от 1 до 20 дней. Космический аппарат COSMO-SkyMed, среди современной группировки космических аппаратов с радиолокационной апертурой, обладает возможностью съемки с наиболее короткими интервалами, что повышает потенциал метода радарной интерферометрии в выявлении сверхвысоких скоростей оседаний (до 1 м/год и более).

Результаты определения вертикальных смещений на территории рудника Жомарт приведена на рисунках 3.5, 3.6 и таблицах 3.2, 3.3.

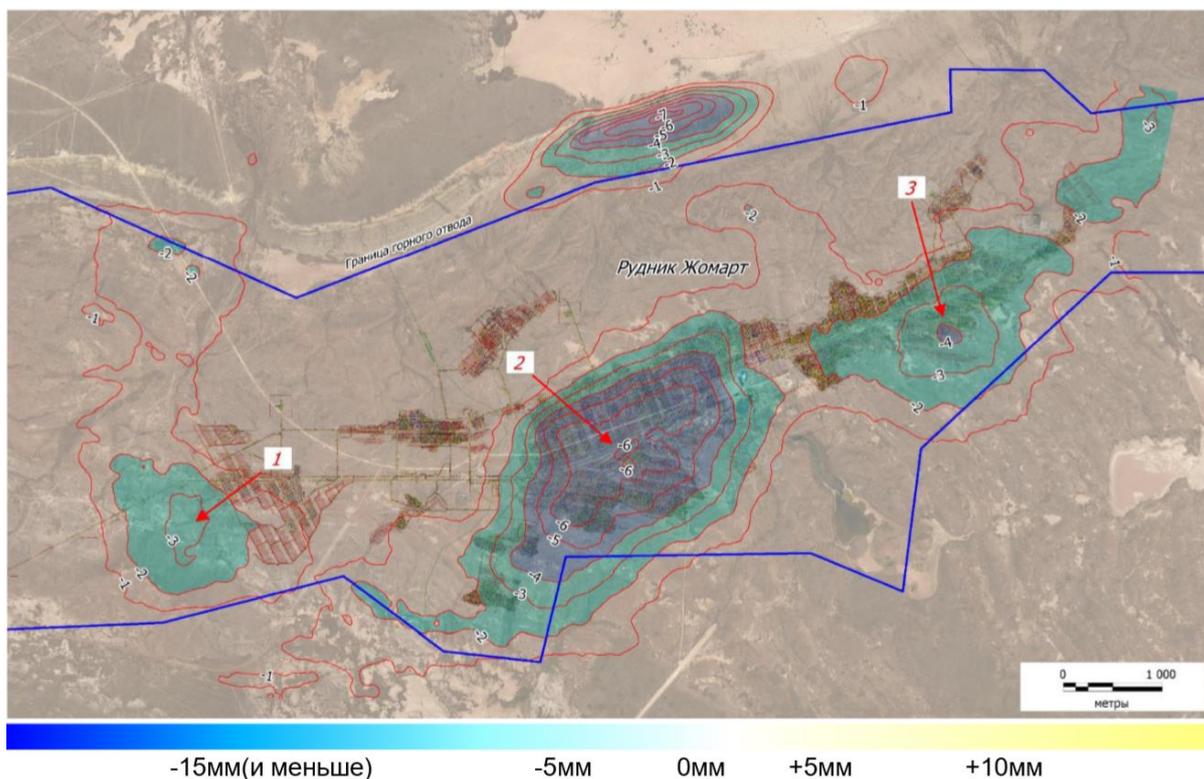


Рисунок 3.5 – Карта оседаний за 228 дней (29.03.20-12.11.20) по данным Sentinel-1b

Примечание – Синим цветом выделены зоны с оседаниями более 1 мм. Горизонталы проведены через 1 мм

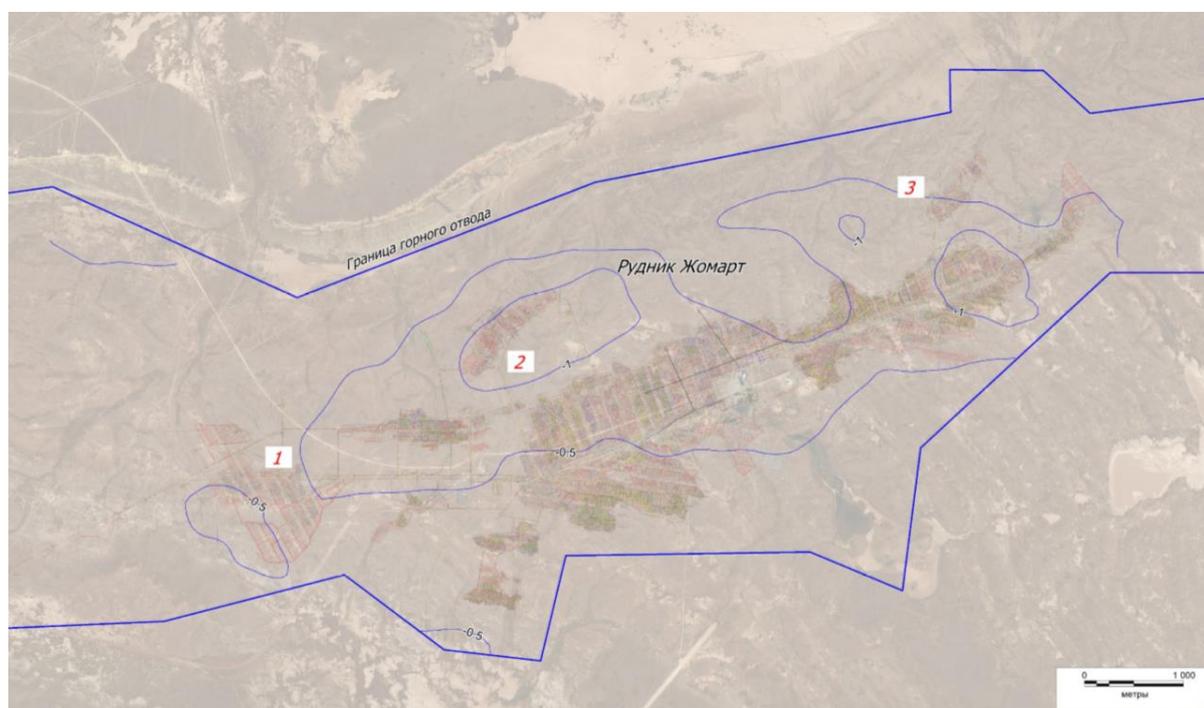


Рисунок 3.6 – Карта скоростей оседаний (мм/мес) рудника «Жомарт» по данным Sentinel-1b за 36 дней (23.05.21-28.06.2021)

Примечание – Изолинии скоростей оседаний проведены через 0,5 мм/мес

Таблица 3.2 – Максимальные значения оседаний на территории рудника Жомарт с 29.03.2020 до 12.11.2020 по данным Sentinel-1b

Время наблюдения		зона 1: Ж-з		зона 2: Ж-ц		зона 3: Ж-в	
даты	дни	макс.осед.мм	скор. мм/мес	макс.осед.мм	скор. мм/мес	макс.осед.мм	скор. мм/мес
29.03.2020	0	0	0	0	0	0	0
22.04.2020	24	0.1	0.1	2.1	2.7	1.6	2
04.05.2020	36	1.6	3.8	1.0	-	2.6	2.5
16.05.2020	48	2.5	2.3	3.3	5.8	3.5	2.3
28.05.2020	60	3.5	2.5	3.6	0.8	3.5	0
09.06.2020	72	4.2	1.8	2.7	-	3.3	-
21.06.2020	84	3.1	-	3.1	1	3.5	0.5
03.07.2020	96	1.5	-	4.6	3.8	3.1	-
15.07.2020	108	2.6	2.8	3.7	-	2.3	-
27.07.2020	120	3.0	1	4.0	0.8	2.5	0.5
08.08.2020	132	3.1	0.3	5.0	2.5	3.6	2.8
20.08.2020	144	4.3	3.1	5.0		4.6	2.5
01.09.2020	156	3.8	-	4.9	-	3.3	-
13.09.2020	168	3.4	-	5.3	1	3.3	0
25.09.2020	180	3.5	0.3	5.1	-	2.9	-
07.10.2020	192	3.4	-	5.8	1.8	3.1	0.5
19.10.2020	204	4.1	1.8	6.1	0.8	3.7	1.5
31.10.2020	216	4.0	-	6.4	0.8	4.1	1
12.11.2020	228	3.9	-	6.7	0.8	4.4	0.8

Таблица 3.3 – Максимальные значения оседаний на территории рудника Жомарт с 05.04.2021 до 28.06.2021 по данным Sentinel-1b

Время наблюдения		зона 1: Ж-з		зона 2: Ж-ц		зона 3: Ж-в	
даты	дни	макс.осед.мм	скор. мм/мес	макс.осед.мм	скор. мм/мес	макс.осед.мм	скор. мм/мес
05.04.2021	0	0	0	0	0	0	0
11.05.2021	36	0.8	0.7	0.8	0.7	1.0	0.8
23.05.2021	48	1.5	1.9	1.2	1.0	1.6	1.6
04.06.2021	60	2.3	2.0	1.1	-0.3	1.9	0.7
16.06.2021	72	2.4	0.1	1.5	1.0	2.2	0.9
28.06.2021	84	2.0	-1.0	1.8	0.8	2.5	0.5

Как видно из произведенных серий наблюдений космической радарной интерферометрией максимальное оседание на участке №2 за 2020 год составило 6,7 мм, за 2021 год в пределах 1 мм.

Для сравнения полученных данных двух методов мониторинга за сдвижением земной поверхности сравним полученные результаты за аналогичные периоды проведения замеров.

Данные оседания по профильным линии №1 (зоны 2) 2020, 2022 года представлены в таблице 3.4.

По результатам инструментального нивелирования максимальное оседание по профильной линии №1 (на участке №2) за 2020 год составило 7,4 мм, за 2021 год в пределах 1,9 мм.

Таблица 3.4 – Ведомость оседания земной поверхности по результатам инструментального контроля по профильной линии №1

21.11.08	24.11.08	2-1	32	26.08.20	32-31	33	15.09.21	33-32
1	2			32-1*			33-1*	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
362,0443	362,0434	-0,9	362,0362	-0,9	-0,9	362,038	0,9	1,8
363,7337	363,7327	-1,0	363,7291	2,6	0	363,731	4,5	1,9
364,5474	364,547	-0,4	-	-	-	-	-	-
364,6541	364,653	-1,1	364,6549	8	-1,4	364,6562	9,3	1,3
364,376	364,3757	-0,3	364,3604	-8,4	-2	364,3617	-7,1	1,3
364,2396	364,2393	-0,3	-	-	-	-	-	-
364,1289	364,1279	-1	364,1139	-7,8	-1,5	364,1147	-7	0,8
364,2409	364,2405	-0,4	-	-	-	-	-	-
363,6803	363,6798	-0,5	363,6616	-11,5	-1,7	363,6624	-10,7	0,8
362,9444	362,9436	-0,8	362,9279	-9,3	-1,3	362,9283	-8,9	0,4
362,4033	362,403	-0,3	-	-	-	-	-	-
361,1002	361,0992	-1	-	-	-	-	-	-
360,706	360,7055	-0,5	-	-	-	-	-	-
359,4517	359,4511	-0,6	-	-	-	-	-	-
358,8658	358,8658	0	358,8349	-23,7	-0,9	358,834	-24,6	-0,9
358,1787	358,1782	-0,5						
358,0209	358,021	0,1	357,9887	-25	-1,4	357,9886	-25,1	-0,1
357,7576	357,7575	-0,1	-	-	-	-	-	-
357,2828	357,2821	-0,7	-	-	-	-	-	-
356,7192	356,7192	0	-	-	-	-	-	-
356,9203	356,9203	0	-	-	-	-	-	-
356,7544	356,7537	-0,7	-	-	-	-	-	-
356,5939	356,5941	0,2	-	-	-	-	-	-
356,7297	356,7299	0,2	-	-	-	-	-	-
356,6495	356,6489	-0,6	-	-	-	-	-	-
356,9225	356,9227	0,2	356,8919	-23,4	-3,4	356,8921	-23,2	0,2
357,3549	357,3552	0,3	357,264	-83,7	-3,8	357,2652	-82,5	1,2
357,8087	357,8082	-0,5	-	-	-	-	-	-
358,2787	358,2789	0,2	358,2319	-39,6	-4,2	358,2309	-40,6	-1
359,471	359,4712	0,2	359,4207	-43,1	-4,4	359,4206	-43,2	-0,1
358,883	358,8825	-0,5	358,8297	-46,1	-5,1	358,8294	-46,4	-0,3
358,9497	358,9497	0	358,8938	-48,7	-4,1	358,8939	-48,6	0,1
359,7529	358,7525	-0,4	359,6916	-54,1	-5,2	359,6913	-54,4	-0,3
360,5888	360,5892	0,4	360,5263	-55,3	-4,9	360,5268	-54,8	0,5
360,3092	360,3097	0,5	360,2456	-56,4	-5,2	360,2452	-56,8	-0,4
360,9689	360,9688	-0,1	360,9035	-58,2	-4,8	360,9036	-58,1	0,1

Продолжение таблицы 3.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
361,2121	361,2126	0,5	361,1425	-69,6	-5,8	361,1424	-69,7	-0,1
361,8339	361,8341	0,2	361,7652	-68,7	-5,1	361,7658	-68,1	0,6
362,0001	362,001	0	361,9299	-63	-6,2	361,9295	-63,4	-0,4
361,8435	361,8444	1,1	361,7721	-64,2	-5,7	361,7716	-64,7	-0,5
362,1429	362,1432	0,3	362,0636	-72,1	-6,5	362,0627	-73	-0,9
361,6595	361,6601	0,6	361,5781	-74,2	-6,6	361,5779	-74,4	-0,2
360,7329	360,7326	-0,3	360,6472	-78,5	-7,4	360,6466	-79,1	-0,6
360,4314	360,4317	0,3	360,3465	-77,7	-6,4	360,3457	-78,5	-0,8
360,3546	360,3543	-0,3	360,2697	-77,7	-7,7	360,2692	-78,2	-0,5
360,0286	360,0289	0,3	359,9447	-76,7	-5	359,9442	-77,2	-0,5
360,1863	360,1867	0,4	360,0988	-80,3	-7,1	360,0992	-79,9	0,4
360,14	360,1408	0,8	360,0505	-82,3	-7	360,0501	-82,7	-0,4
359,8309	359,8314	0,5	359,7398	-83,9	-6,8	359,741	-82,7	1,2
359,8483	359,8488	0,5	359,7585	-82,6	-6,7	359,758	-83,1	-0,5
359,7433	359,7434	0,1	359,6499	-86,2	-6,7	359,6505	-85,6	0,6
359,7725	359,773	0,5	-	-	-	-	-	-
359,6029	359,6036	0,7	359,5042	-91,5	-6,9	359,5036	-92,1	-0,6
359,6734	359,6734	0	359,5608	-105,4	-6,7	359,5614	-104,8	0,6
359,7521	24.дек	1	359,6552	-89,7	-7	359,6561	-88,8	0,9
360,3746	25.дек	0,5	360,2791	-88,3	-7	360,2784	-89	-0,7
361,2092	26.дек	0,1	361,1143	-87,7	-7,4	361,1152	-86,8	0,9
360,5583	25.дек	0,8	360,4621	-89	-7,5	360,4636	-87,5	1,5
360,9225	25.дек	0,8	360,8257	-89,6	-7,4	360,8253	-90	-0,4
360,8425	360,8427	0,2	360,7467	-88,6	-7	360,7474	-87,9	0,7
360,5786	360,5796	1	360,4826	-88,8	-7,4	360,484	-87,4	1,4
360,4893	360,4901	0,8	360,3936	-88,5	-7,4	360,3931	-89	-0,5
360,2847	360,285	0,3	360,193	-84,5	-6,7	360,1946	-82,9	1,6
* —								

### Выводы по третьей разделу

Произведя сравнительный анализ двух методов мониторинга, космической радарной интерферометрии с результатами инструментального нивелирования по профильным линиям можно сделать выводы, от том что небольшие (миллиметровые) разницы между двумя методами мониторинга сдвигения земной поверхности можно списать в разнице между периодами замеров и погрешностью в обработке, а также погрешность измерения приборов.

Но в свою очередь метод мониторинга процессов оседаний с использованием данных радиолокационной съемки дает преимущество перед классическим методами мониторинга сдвижения путем нивелирования по профильным линиям на большей площади охвата интересующей производство территории. Также этот метод имеет возможность производства большего количества замеров по сравнению с ежегодными нивелированиями по профильным линиям.

## 4 ОПРЕДЕЛЕНИЕ КРИТЕРИЕВ ЗОН ОБРУШЕНИЯ НАЛЕГАЮЩЕЙ ТОЛЩИ

### 4.1 Результаты работ по определению границ зон обрушений налегающей толщи над погашенными панелями рудника Жомарт

В 2021 году на руднике Жомарт проводились научно-исследовательские работы по определению зон обрушения налегающей толщи над погашенными панелями с помощью сейсморазведочных технологий, позволяющих получать информацию из недоступных участков в глубине горного массива специалистами ТОО «Казгипроцветмет» (рисунки 4.1, 4.2) [170].

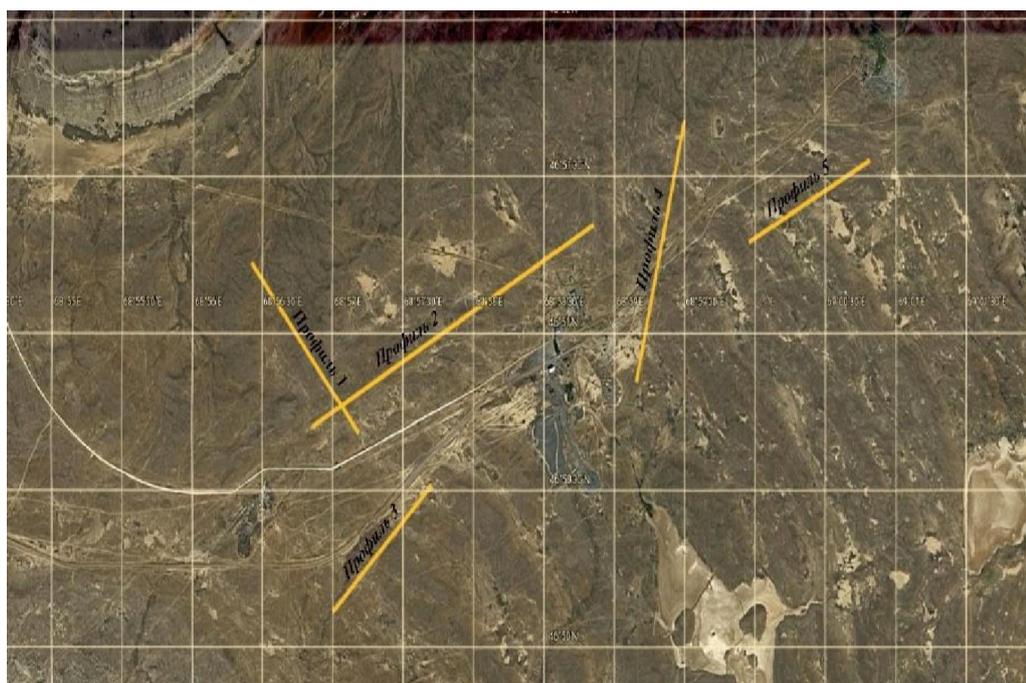


Рисунок 4.1 – Схема расположения площади исследований

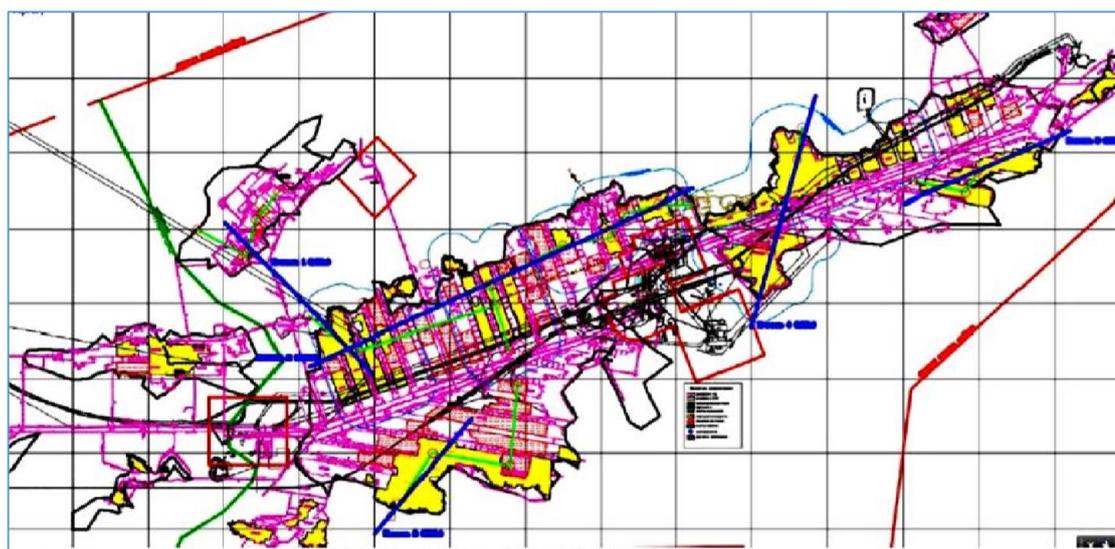


Рисунок 4.2 – Схема расположение профилей на совмещенном плане горных работ

При производстве работ использована регистрирующая система SCOUT. Аппаратура должна пройти предполевую подготовку и тестирование согласно Техническим стандартам, установленным в отрасли и соответствующим Проекту на проведение сейсморазведочных работ. В работе использовано 480 групп геофонов, что обеспечило требуемые параметры съемки и производительность работ, и полный комплект наземного оборудования (БАРы, аккумуляторы).

Координаты узловых точек сейсморазведочных профилей представлена в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Координаты узловых точек сейсморазведочных профилей

Координаты	X	Y
Профиль 1	96489	90041
1400 м	9514	91045
Профиль 2	96069	90083
2800 м	98607	91265
Профиль 3	96503	88963
1000 м	97141	89733
Профиль 4	98995	90882
1600 м	99423	91882
Профиль 5	101104	91647
1200	100006	91164
Итого 8000 п.м.	-	-

Согласно анализа полученных данных по сейсморазведочным профилям показал, что отдельные структурные элементы, связанные с изменением горно-механических свойств горных массивов уверенно прослеживаются в сейсмическом волновом поле. По данным сейсморазведки на профилях 02 и 03 устойчиво выделяются зоны проседания вышележащих отложений над погашенными панелями (рисунки 4.3, 4.4).

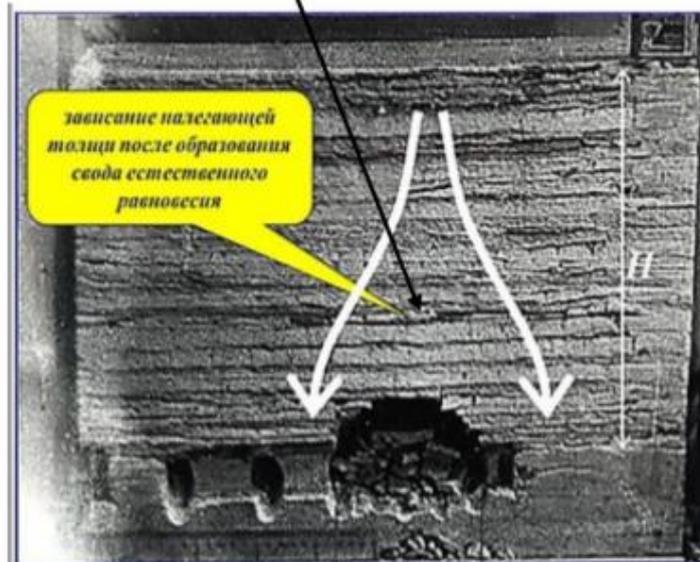
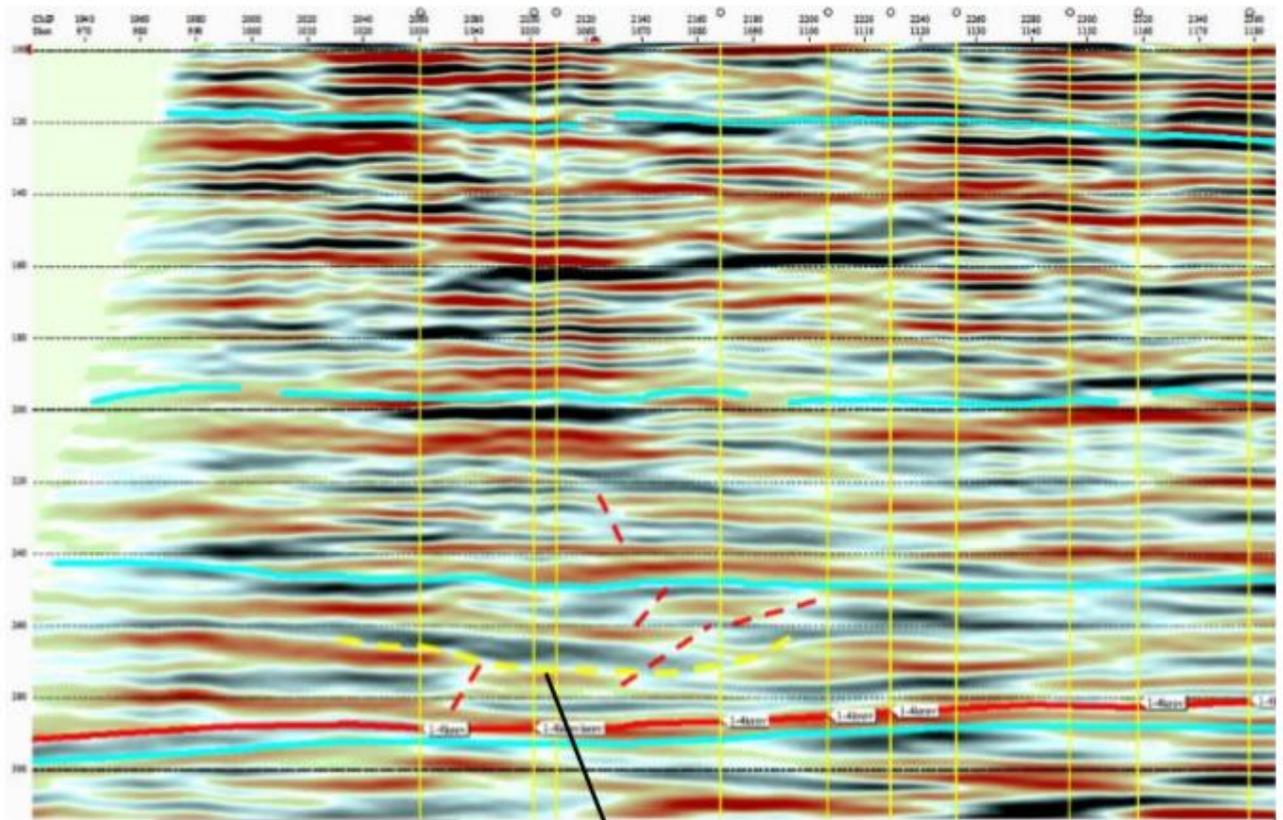


Рисунок 4.3 – Фрагмент сейсмического профиля 02, проседание толщи над панелями 52 и 51 (желтые пунктирные линии)

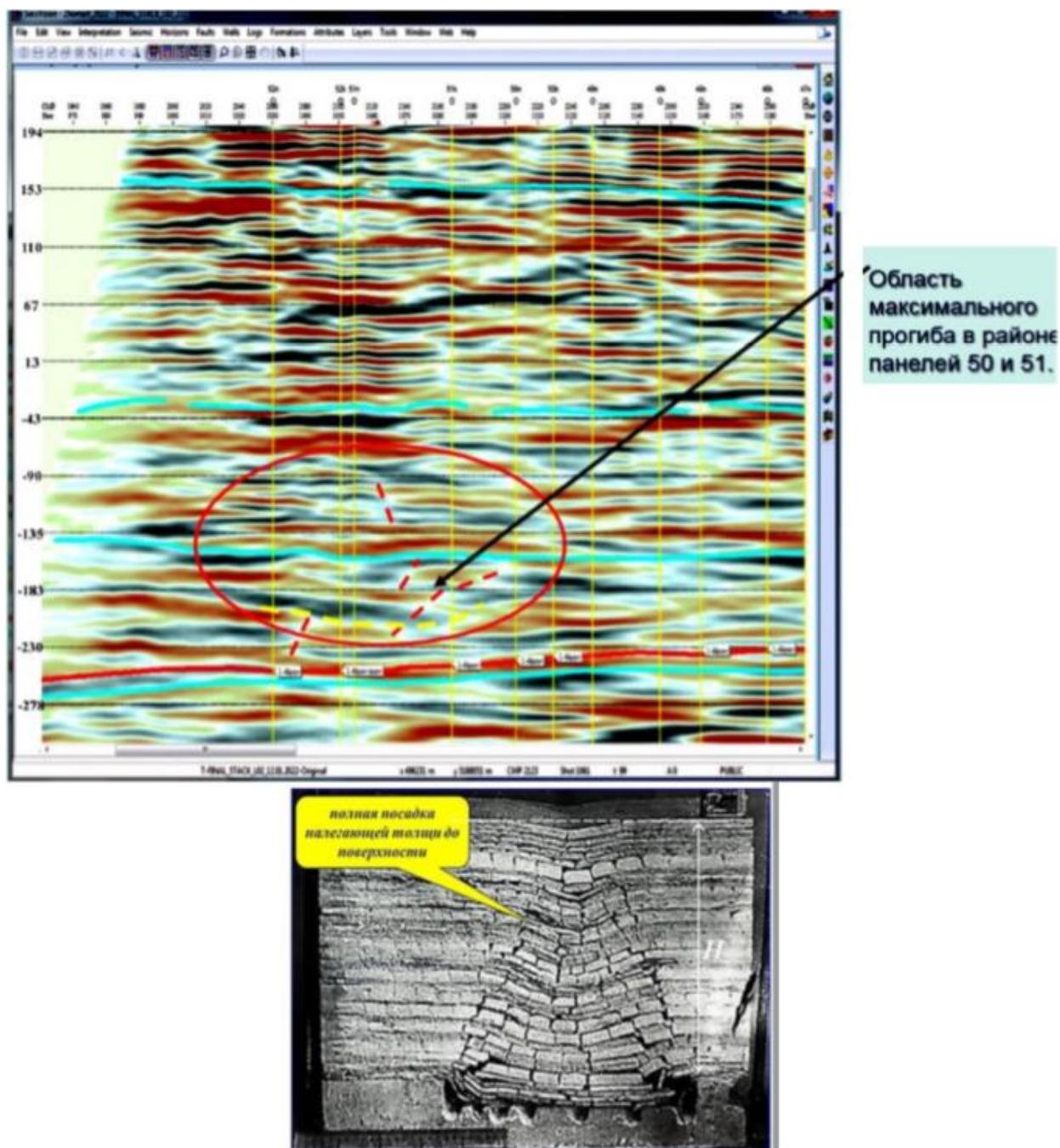


Рисунок 4.4 – Фрагмент сейсмического профиля 02, западная часть

Примечание – Анализ зоны прогибания и нарушения между панелями 52 и 48 (желтые пунктирные линии)

Над под горизонтом 4-1 в районе панелей 41, 40, 39 и 1 выделяются зоны проседания (желтые пунктирные линии, рисунок 4.6).

Профиль 03 находится в отдалении от имеющихся исходных профильных линий (горно-маркшейдерских разрезов) и корреляция сейсмических горизонтов и выделение целевых зон по нему выполнялась по аналогии с профилем 02. Выделенные зоны обрушений налегающих пород над и под отработанной продуктивной толщей приведены в таблице 4.2. На основании этих данных были построены геологические разрезы (рисунки 4.7 и 4.8).

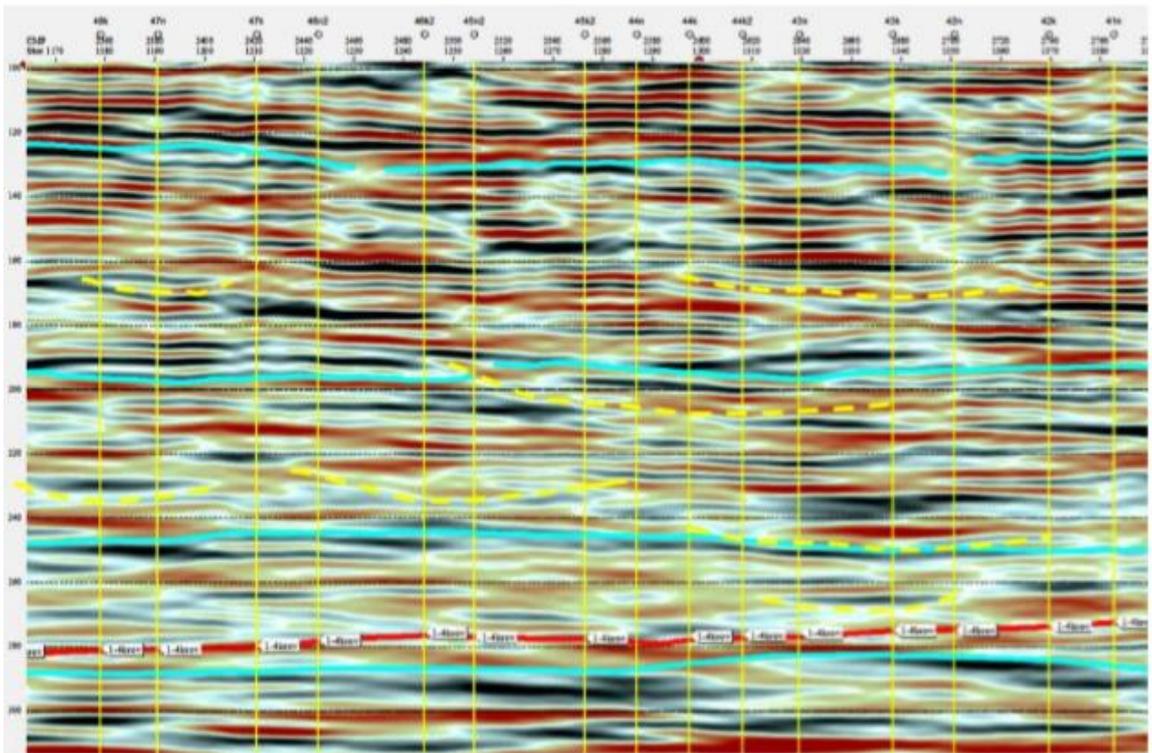


Рисунок 4.5 – Сейсмический профиль 02

Примечание – Проседание толщи над панелями 47-42 (желтые пунктирные линии)

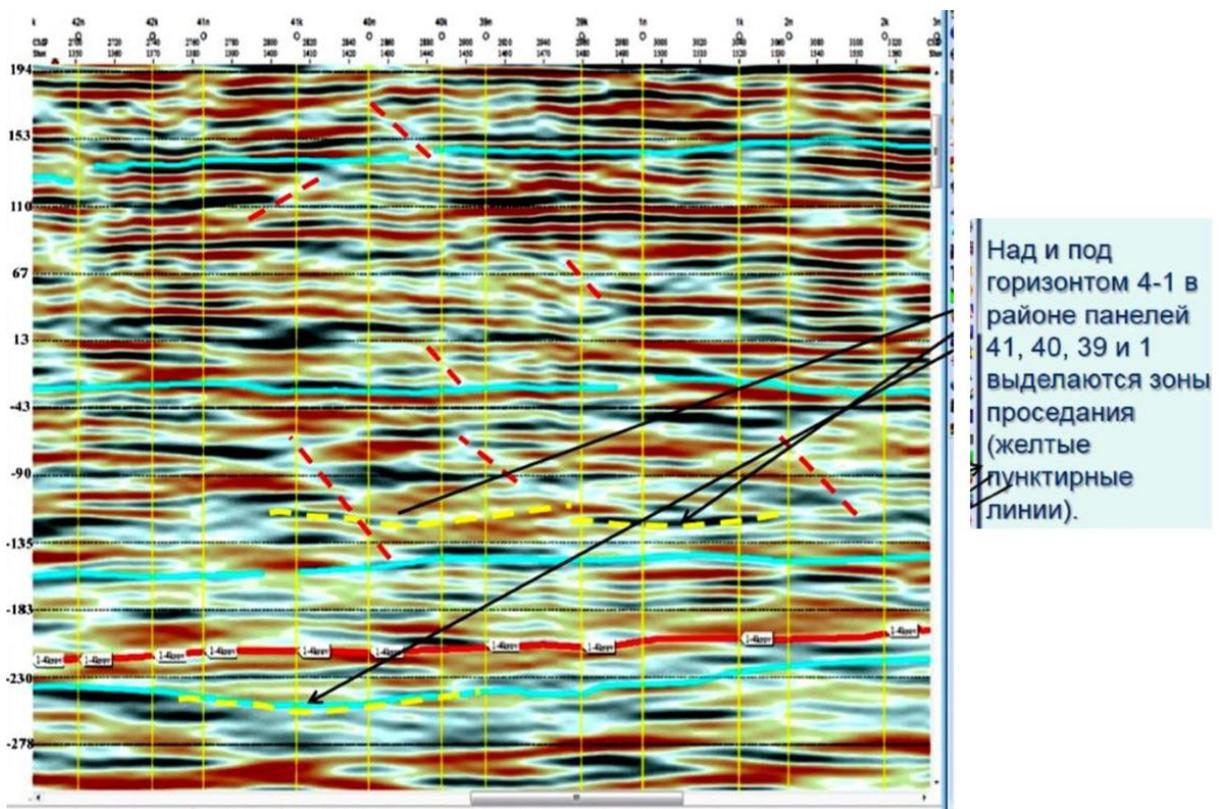


Рисунок 4.6 – Сейсмический профиль 02

Примечания:

1. Проседание толщи над панелями 41-39 и 1 (желтые пунктирные линии).
2. Красным пунктиром показаны некоторые тектонические нарушения

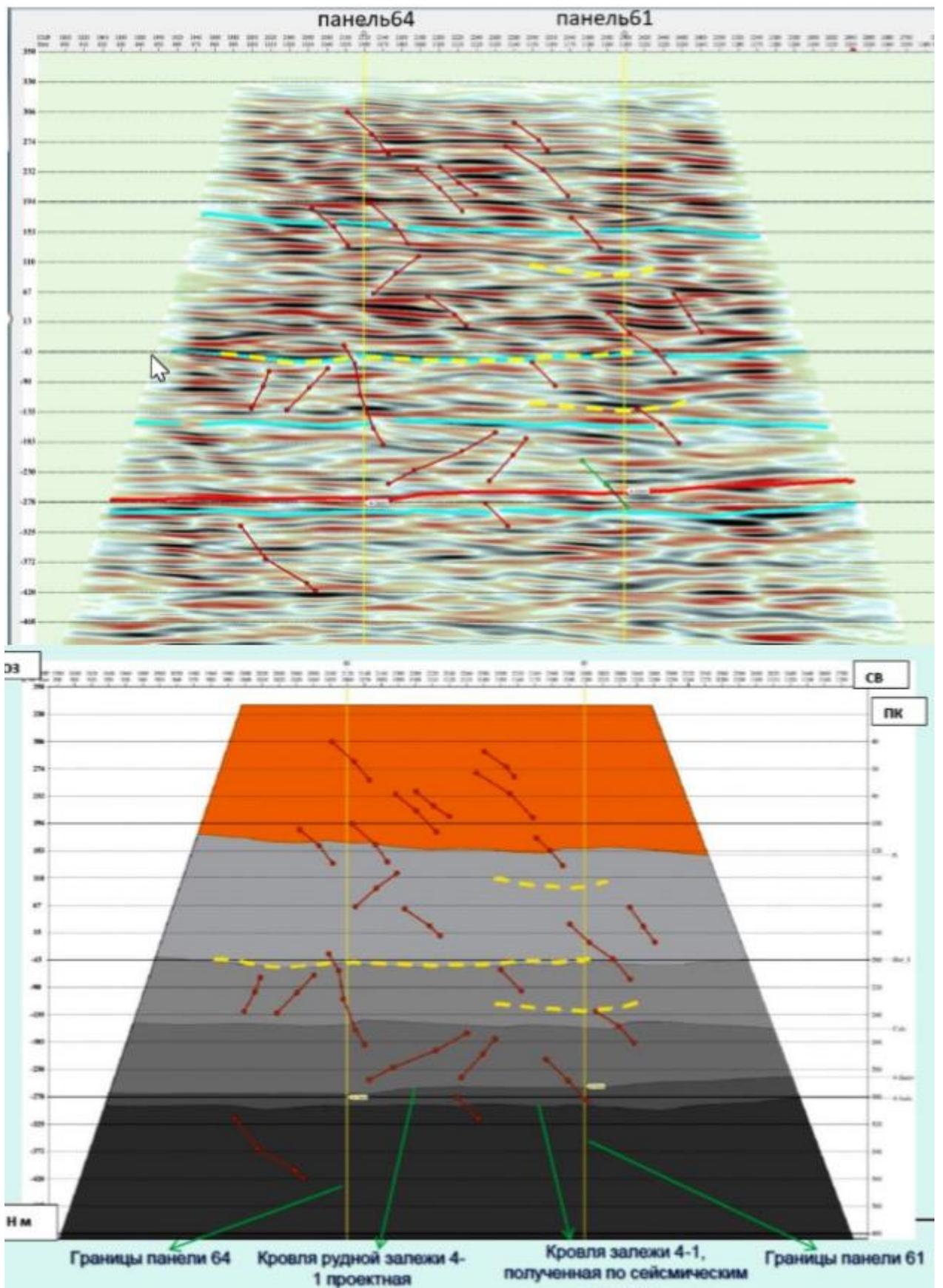
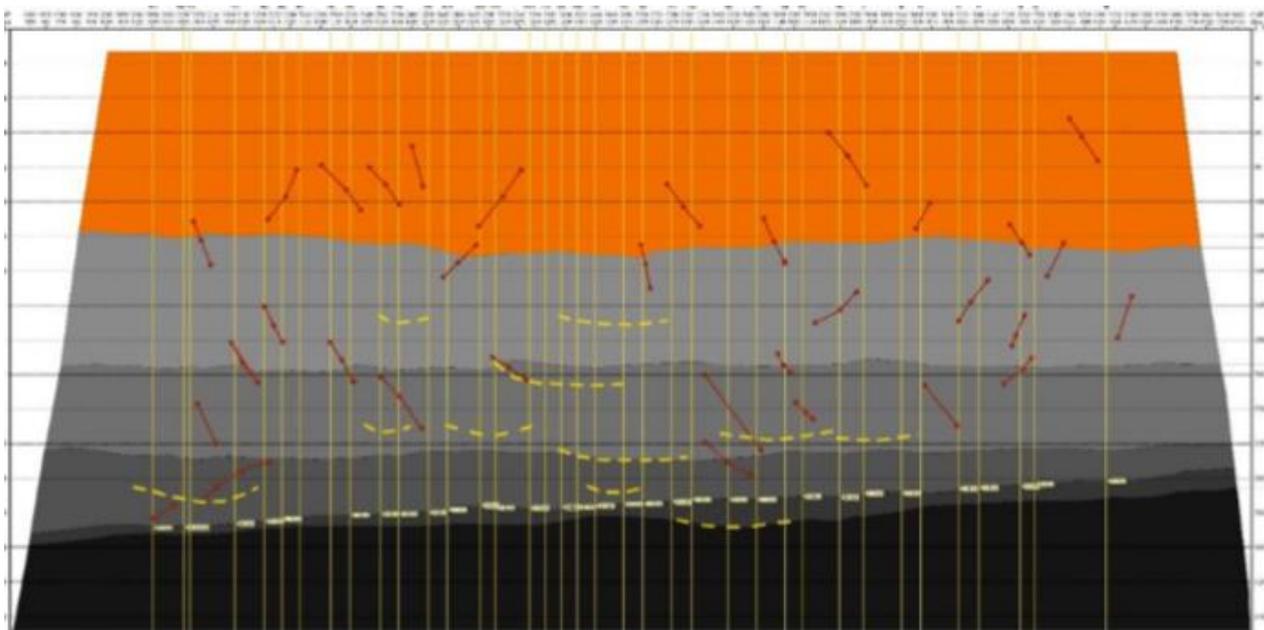


Рисунок 4.7 – Профиль 03. Выделение зон обрушения (желтые пунктирные линии)



**Профиль 02. Выделение зон обрушения**  
(желтые пунктирные линии)



**Рисунок 4.8 – Выявленные по данным сейсморазведки зоны максимального проседания кровли над горизонтом 4-1 (красные контуры)**

Таблица 4.2 – Зоны обрушений, выделенные по данным сейсморазведки

Имя панели	Пикеты профиля	Абсолютная высотная отметка зоны обрушения, м	Амплитуда проседания, м
Профиль 02			
Панель 49-51	1050-1120	-195	9
Панель 47-48	1154-1203	-119	9
Панель 47-48	1178-1217	40	10
Панель 44-46	1215-1280	-124	8
Панель 43-45	1252-1338	-58	14
Панель 42-44	1297-1370	-158	7
Панель 42-44	1300-1365	41	9
Панель 42-43	1376-1450	-250	10
Панель 39-40	1376-1452	-249	9
Панель 39-41	1400-1470	-122	7
Панель 2-39	1480-1532	-123	5
Профиль 03			
Панель 61-64	986-1200	-40	14
Панель 64	1150-1237	-113	6
Панель 61	1151-1215	108	4

В целом, данная работа по определению зон обрушения налегающей толщи над погашенными панелями с помощью сейсморазведочных технологий получены материалы, дающие представление о глубинном строении (до 1 км) изученной территории с выделением возможных тектонических объектов в пермо-каменноугольном комплексе. Информация по зонам обрушения качественно идентифицируется по данным сейсмических наблюдений – на временных и глубинных разрезах, а также на разрезах когерентности. Обрушение кровли по результатам работ связывается с фациальной изменчивостью перекрывающей толщи.

#### **4.2 Моделирование фактического состояния напряженно-деформированного состояния налегающей толщи над участками повторных отработок целиков на руднике Жомарт**

Чтобы сопоставить результаты натуральных измерений сводов обрушения, определенных методом сейсморазведочных технологий, проведено численное моделирование методом конечных элементов с помощью программы Examine2D с горно-геологическими условиями рудника Жомарт, которая позволяет получить не только упругое, но и запредельное состояние массива.

Для получения качественной модели, смоделируем процесс обрушения фактического состояния горных работ на руднике Жомарт по профилю 02 зоны обрушения по данным сейсморазведки. На основании фактических положений горных работ по данным программы Micromaine построим разрез по профилю 02 (рисунок 4.9). В расчетную модель приняты профильный разрез 19 панелей (рисунок 4.10). Большие длины панелей позволят вести расчеты в 2D с условиями плоских деформаций. Природное напряженное состояние массива по данным натуральных измерений [142, с. 4-85] задано вертикальным

гравитационным давлением  $\gamma H$  и горизонтальными напряжениями по горизонтали  $0,9 \gamma H$ , перпендикулярно плану  $1,6 \gamma H$ , где объемный вес пород  $\gamma = 2,6 \text{ т/м}^3$ .



Рисунок 4.9 – Разрез по профилю 02 в программе Micromaine

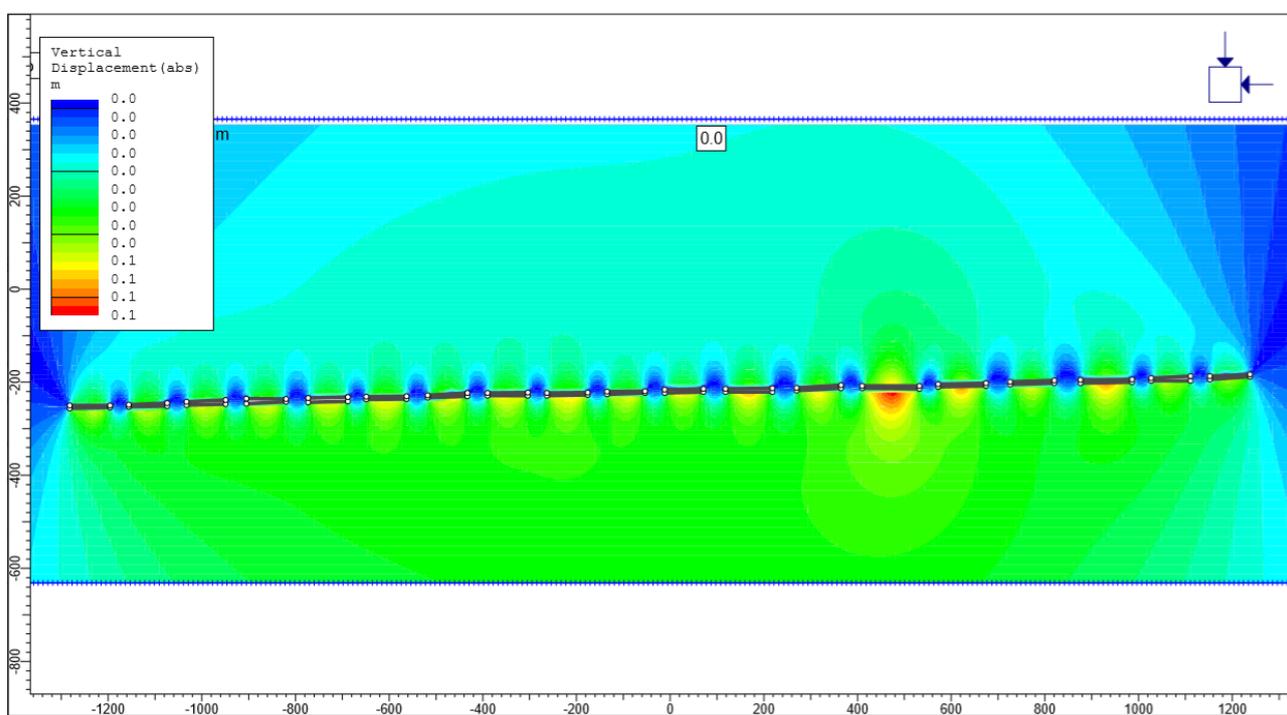


Рисунок 4.10 – Разрез по профилю 02 в программе Examine2D

Упругие и прочностные свойства трещиноватых массивов рассчитаны по обобщенному критерию Хука-Брауна [171, 172] на основе прочности пород при сжатии в образцах UCS с помощью геологического индекса прочности GSI [173] и программы RocLab и приведены на рисунке 4.11 [174-180].

Insitu Field Stress - Gravitational	
Ground Surface Elevation:	354 m
Overburden Unit Weight:	0.026 MN/m <sup>3</sup>
Horizontal Stress Ratio:	0.9
Out of Plane Stress Ratio:	1.6
Rock Mass Elastic Properties	
Em:	40000 MPa
Poisson Ratio:	0.25
Rock Mass Strength - Hoek-Brown	
Intact Comp. Strength:	120
GSI:	50
mi:	17
D:	0.8

Рисунок 4.11 – Принятые параметры для моделирования в программе Examine2D

Моделирование извлечение всех междукамерных целиков с 19 панелей без отработки барьерных целиков обеспечивают устойчивое состояние налегающей толщи (рисунок 4.12). Коэффициенты запаса прочности барьерных целиков составляют более 3, которые в свою очередь поддерживают всю налегающую толщу пород (рисунок 4.13).

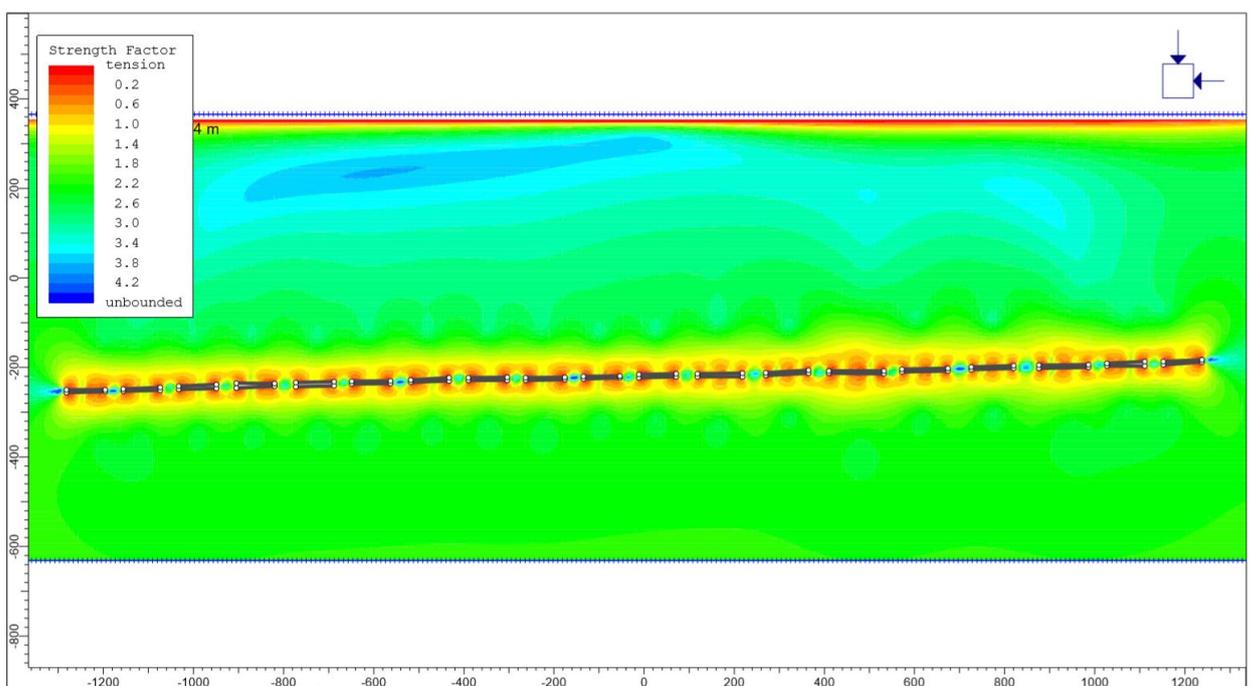


Рисунок 4.12 – Устойчивое состояние налегающей толщи при извлечении всех междукамерных целиков с 19 панелей без отработки барьерных

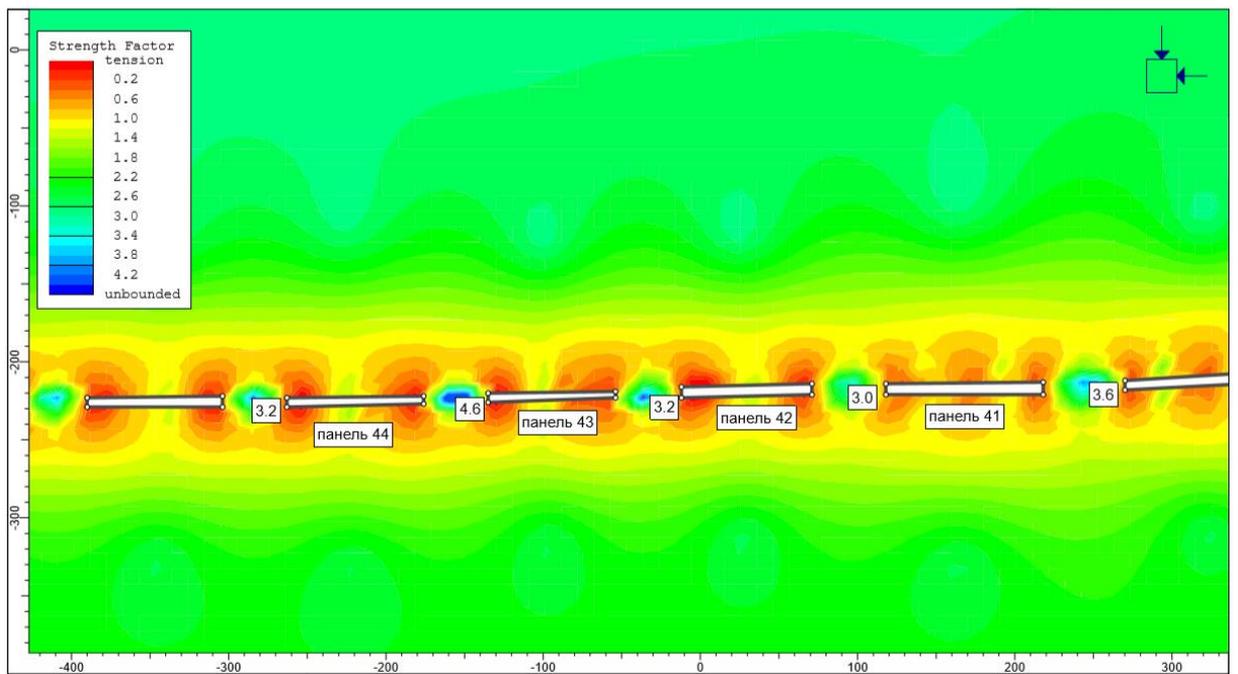


Рисунок 4.13 – Коэффициенты запаса прочности барьерных целиков при извлечении всех междукамерных целиков с 19 панелей без отработки барьерных

Для определения свода обрушения над отработанными панелями, границу обрушения приняли коэффициент запаса прочности (strength factor) менее 1. И согласно результатам моделирования над всеми отработанными междукамерными целиками по рассматриваемым панелям составляют от 27 м до 41 м (рисунки 4.14, 4.15, 4.16).

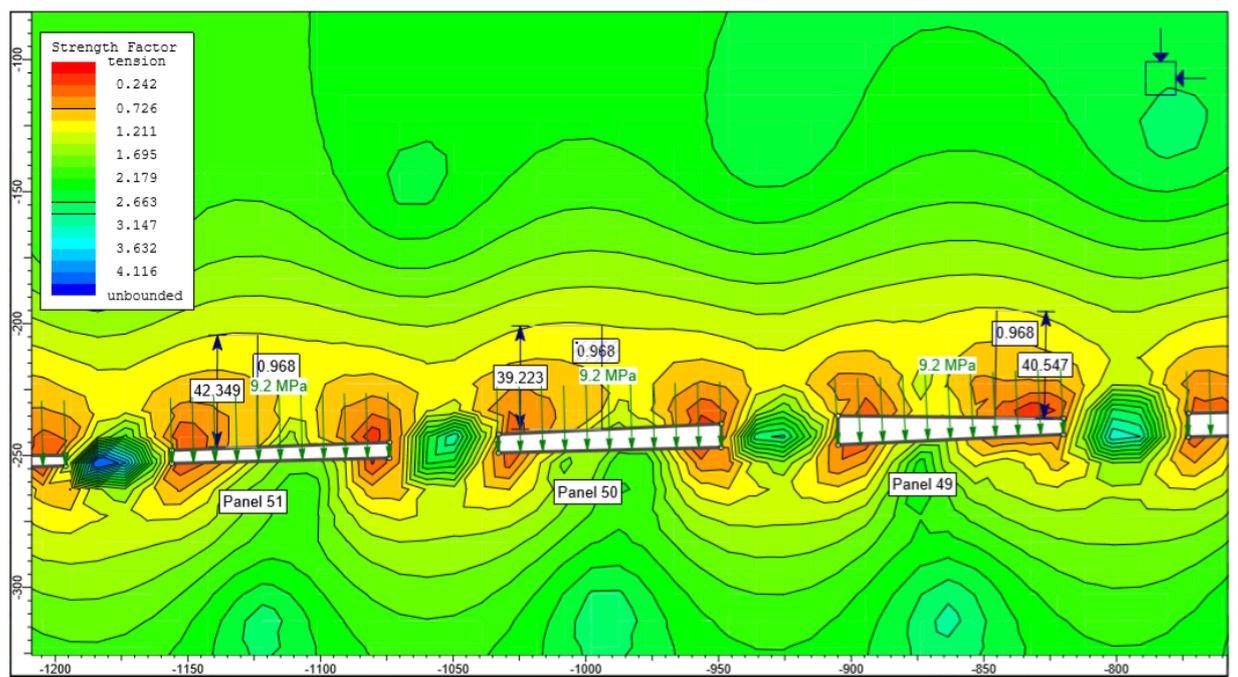


Рисунок 4.14 – Свод обрушения при отработке междукамерных целиков над панелями 49, 50, 51

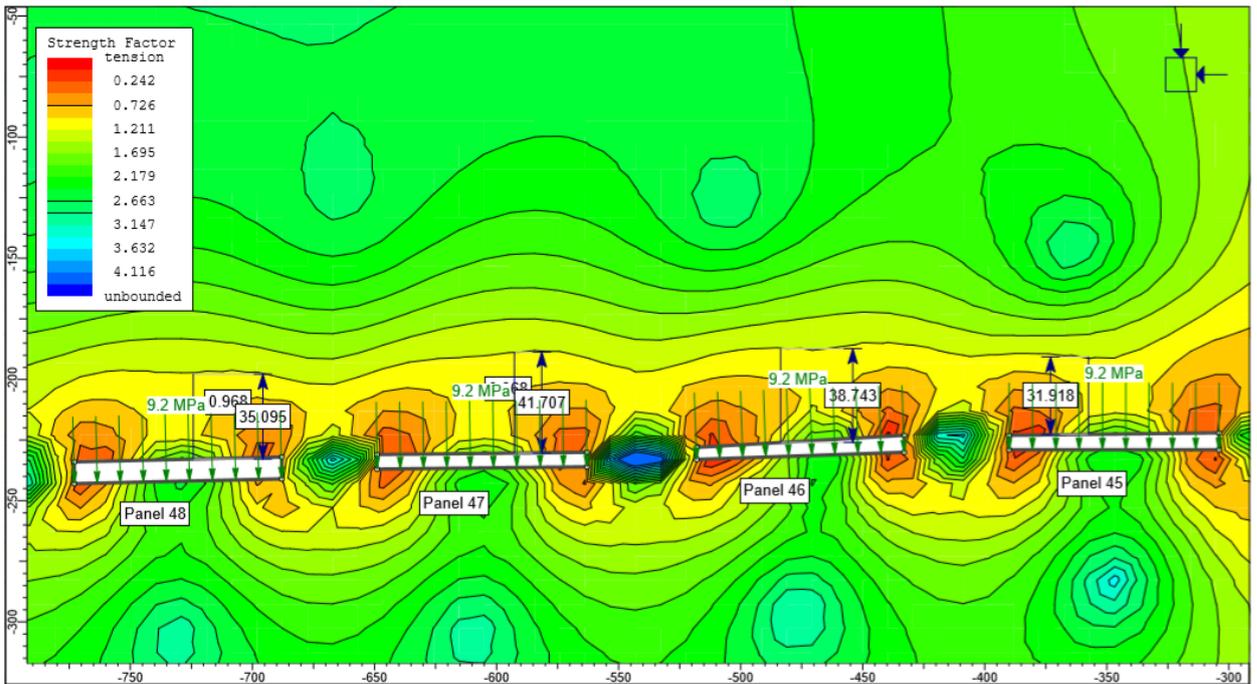


Рисунок 4.15 – Свод обрушения при отработке междукамерных целиков над панелями 45, 46, 47, 48

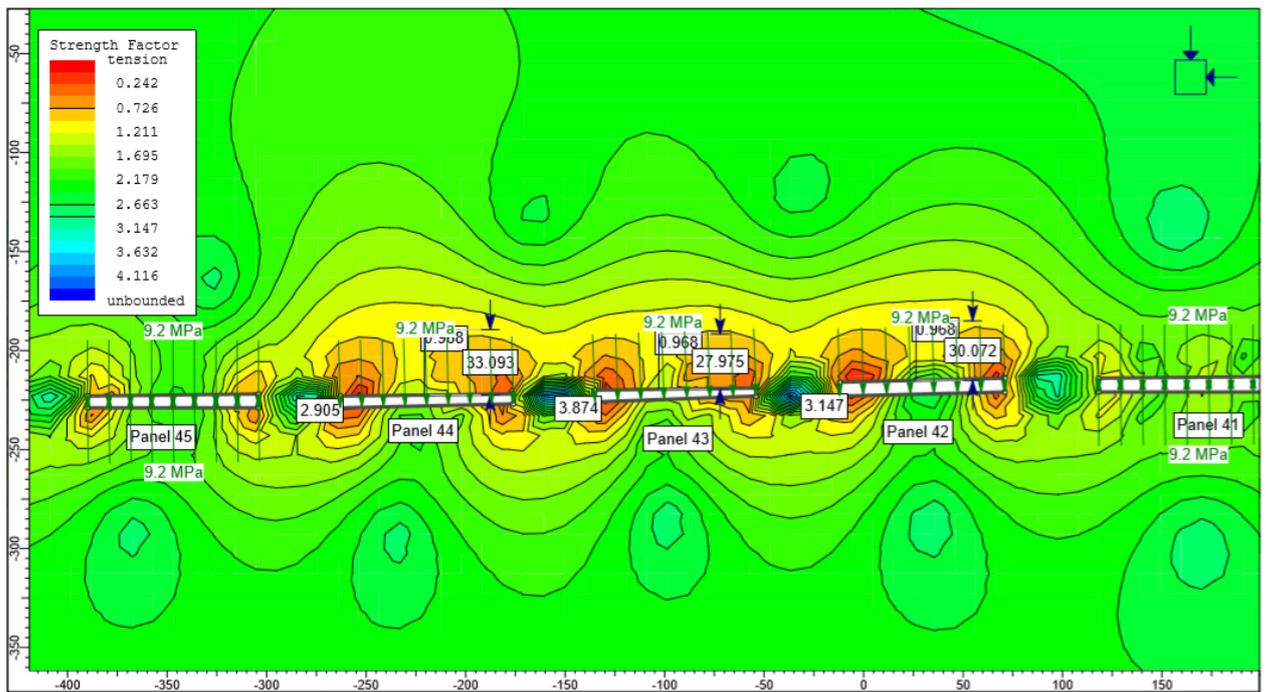


Рисунок 4.16 – Свод обрушения при отработке междукамерных целиков над панелями 42, 43, 44

По результатам повторных обработок целиков по профилю 02 ни один барьерный целик не был отработан полностью, а лишь доведен до массивных. И это на практике привело к их раздавливанию и образованию над ними более глубоких сводов обрушения. Для получения расчетных глубин образования

свода обрушения над отработанными панелями смоделированы разрушения (раздавливания) барьерных (массивных) целиков.

Максимальные оседания земной поверхности отмечены согласно разделу 3 на участке панелей 42, 44, 44. При моделирование раздавливания барьерного целика между ними получили, что свод обрушения достигает глубины до 251 м (рисунок 4.17).

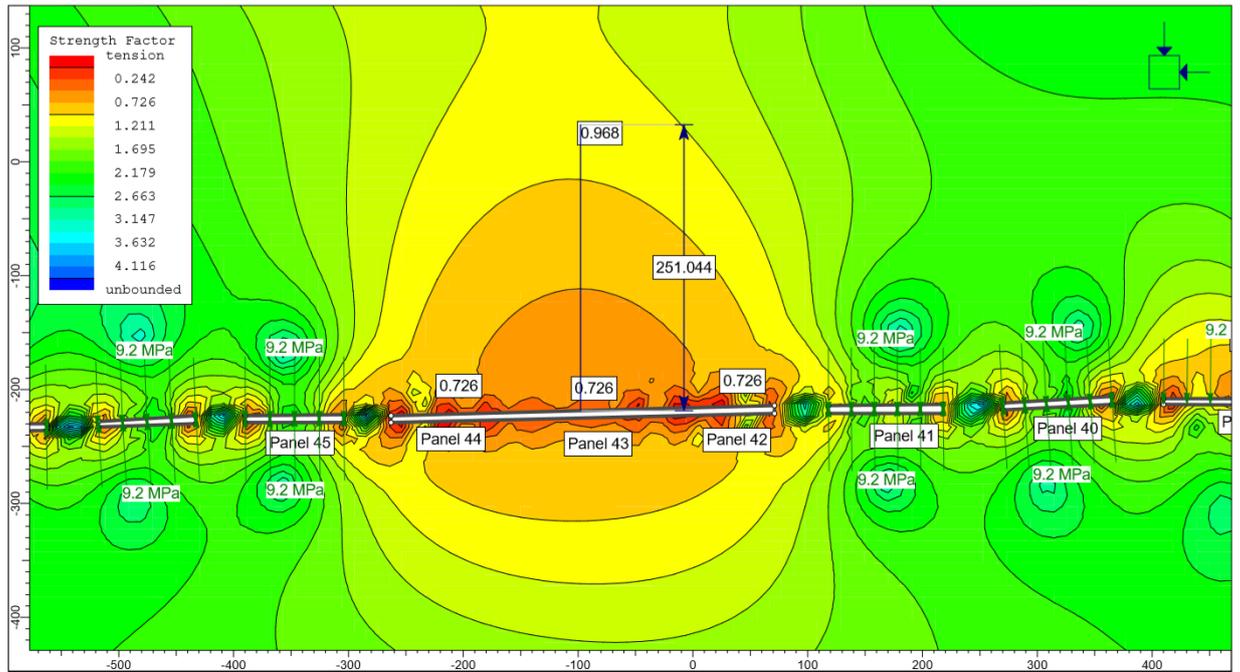


Рисунок 4.17 – Свод обрушения при отработке междуканерных и раздавливание массивных целиков над панелями 42, 43, 44

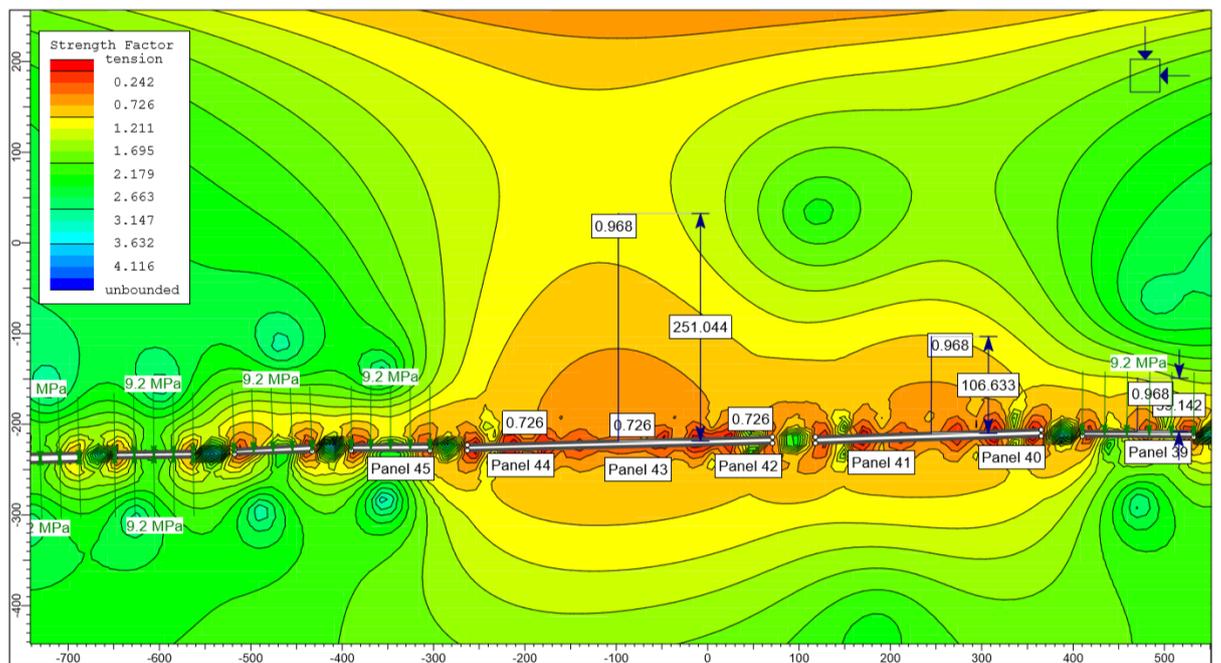


Рисунок 4.18 – Свод при раздавливание массивных целиков между панелями 40, 41

В соответствии с рисунком 4.18, в дальнейшем моделирование, при раздавливании массивных целиков между панелями 40, 41 свод обрушения над ними составляет 106 м.

Для западного фланга от панелей 42, 43, 44 моделируем ситуацию раздавливания массивных (барьерных) целиков между панелями 45-46 и 47-48. Свод обрушения над данными участками составляют 105-106 м (рисунок 4.19).

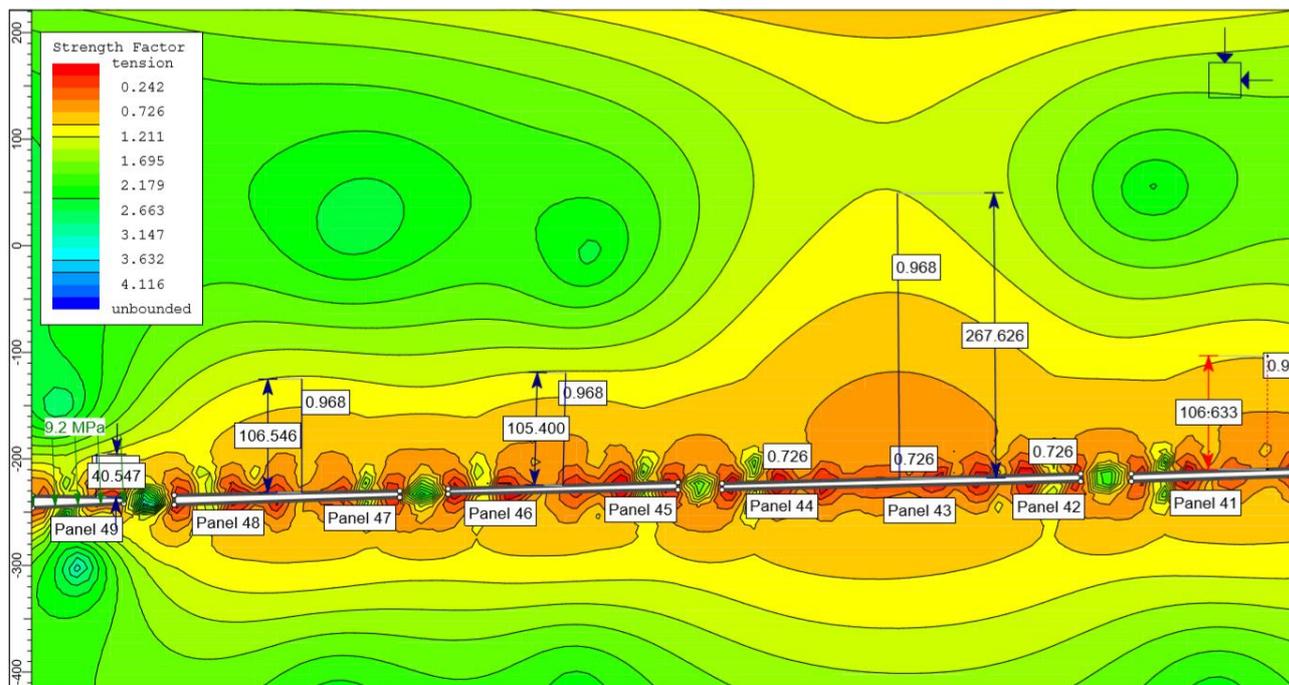


Рисунок 4.19 – Свод обрушения над раздавленными массивными целиками между панелями 45-46 и 47-48

Панель		51	50	49	48	47	46	45	44	43	42	41	40	39	1	2
Отметка поверхности	м	354	354	354	354	354	354	354	354	354	354	354	354	354	354	354
Отметка почвы	м	-252	-248	-244	-242	-237	-232	-229	-228	-225	-222	-221	-216	-214	-209	-204
Глубина залегания	м	606	602	598	596	591	586	583	582	579	576	575	570	568	563	558
выемочная мощность	м	6	8	9	9	6	6	7	6	5	7	8	7	6	6	6
Отметка свода обрушения согласно сейсморазведке	м	-195	-195	-195	-119	-119	-124	-124	-158	-250	-250	-249	-249	-249	-123	-123
					40	40		-58	-124	-158	-249	-122	-122	-123		
									-58	-58	-158			-122		
Мощность свода обрушения согласно сейсморазведке	м	52	45	41	114	112	102	99	65	-26	-28	-36	-40	-41	80	75
			43		273	271		165	99	62	-34	92	87	85		
									165	162	57					
Мощность свода обрушения согласно моделирования	м								264	261	256					
		42	39	41	107	105				268		106	108		40	

Рисунок 4.20 – Сравнение результатов сейсморазведки с результатами моделирования обрушения налегающей толщи над отработанными повторной отработкой панелями

В соответствии с рисунком 4.20, полученные результаты математического моделирования процесса обрушения налегающей толщи пород над отработанными повторной отработкой целиков и раздавленными массивными целиками между ними с помощью программы Examine2D сопоставили с данными результатов определения зон обрушения налегающей толщи над погашенными панелями с помощью сейсморазведочных технологий [170, с. 4-38].

Сравнив результаты моделирования обрушения налегающей толщи над участками повторных отработок с результатами сейсморазведки можно сделать вывод, что они имеют практическое сходство, и данная модель может быть использована для дальнейшего моделирования, с целью определения условия полной подработки налегающей толщи земной поверхности и выявления закономерности образования свода обрушения от эквивалентного пролета подработки.

### 4.3 Определение условия полной подработки земной поверхности на руднике Жомарт

В работах [79, с. 3-138; 181] расчетным и методом моделирования были определены условие полной подработки земной поверхности.

На основании опыта полных подработок земной поверхности после разрушения или извлечения целиков на Жезказганском месторождении показан на рисунке 4.21.

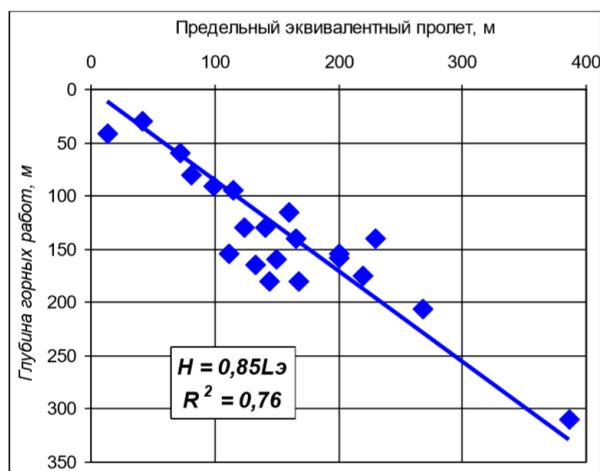


Рисунок 4.21 – Критерий посадки налегающей толщи до земной поверхности на Жезказганском месторождении

Условия, при котором сдвигение налегающих пород при извлечении целиков происходит с выходом на земную поверхность, с коэффициентом корреляции 0,76 описываются формулами вида (4.1) или (4.2):

$$H \leq 0,85L_э; \quad (4.1)$$

$$L_э \geq 1,13H; \quad (4.2)$$

где  $H$  – глубина горных работ;

$L_3$  – предельный эквивалентный пролет подработки.

Сопоставив опыт на Жезказганском месторождении с данными Временных правил охраны сооружений на месторождениях с неизученным процессом сдвижения [142, с. 3-98]. В них условие обрушения налегающей толщи с выходом на поверхность при разработке обособленных залежей средней мощности и мощных в породах системами с обрушением имеет вид (4.3):

$$H < k_1 \cdot L_3; \quad (4.3)$$

где  $k_1$  - коэффициент, учитывающий коэффициент крепости покрывающих пород  $f$ .

Чем прочнее породы, слагающее массив, тем меньше коэффициент  $k_1$  (рисунок 4.10). На Жезказганском месторождении, как следует из (4.1) формулы  $k_1 = 0,85$ . Жезказганские данные хорошо укладываются в общую зависимость, если принять средний коэффициент крепости пород налегающей толщи равным  $f = 18$  (с учетом их бокового зажима высокими тектоническими напряжениями).

В работе Жараспаева М., был сделан вывод, что:

– на руднике Жомарт средняя крепость пород составляет  $f = 9$  (в техническом проекте проектного института используется  $f = 8, 9$ );

– в том числе и прочность руды в 2 раза ниже, чем на Жезказганском месторождении;

– почти в 2 раза ниже уровень горизонтальных тектонических напряжений, способствующих зависанию подработанной толщи за счет ее бокового зажима; тогда значение коэффициента  $k_1$  будет равно  $k_1 = 3$  (рисунок 4.22).

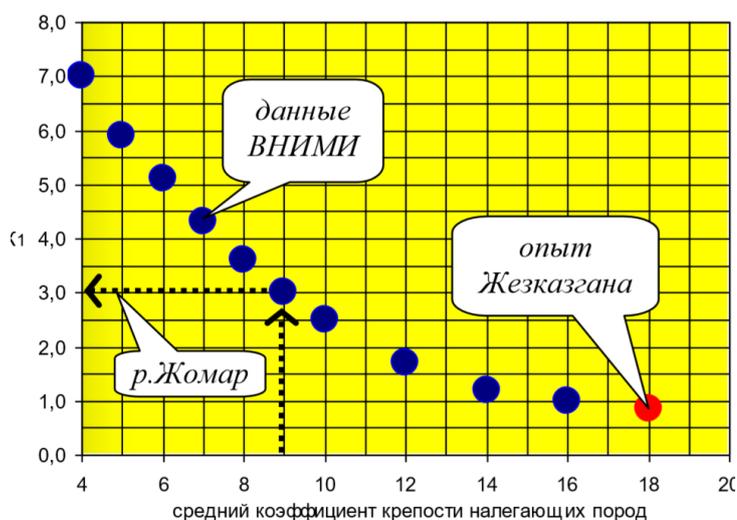


Рисунок 4.22 – Значения коэффициента  $k_1$  в критерии полной посадки налегающей толщи до поверхности в зависимости от средней крепости  $f$  пород налегающей толщи

Это означает, что в ходе повторной разработки полная посадка налегающей толщи до поверхности произойдет, когда выполнится условие (4.4):

$$H < 3L_3 \text{ или } L_3 > H/3; \quad (4.4)$$

где  $L_3$  - эквивалентный пролет неподдерживаемого выработанного пространства (зоны обрушения).

Данные результаты были получены путем предположения по прочностным характеристикам горных пород по Временным правилам [10, с. 3-110] и требовала подтверждения по фактическим результатам обрушения земной поверхности на руднике Жомарт. Для этого по результатам исследования по определению зон обрушения налегающей толщи над погашенными повторной отработкой панелями с помощью сейсморазведочных технологий [138, с. 3-156], произвели математическое моделирование обрушения налегающей толщи с последующим получением зависимости мощности обрушения налегающей толщи от пролета погашения.

Для горно-геологических условий рудника Жомарт расчеты провели с помощью программы Examine2D для пролетов с шагом 50 м, для моделирования свода обрушения на 50 м, 100 м, 150 м, 200 м, 250 м, 300 м, 350 м и 360 м, до достижения максимального пролета, при котором произошла полная подработка налегающей толщи.

При моделирование пролета обнажения 50 м свод обрушения достигает 19 м (рисунок 4.23).

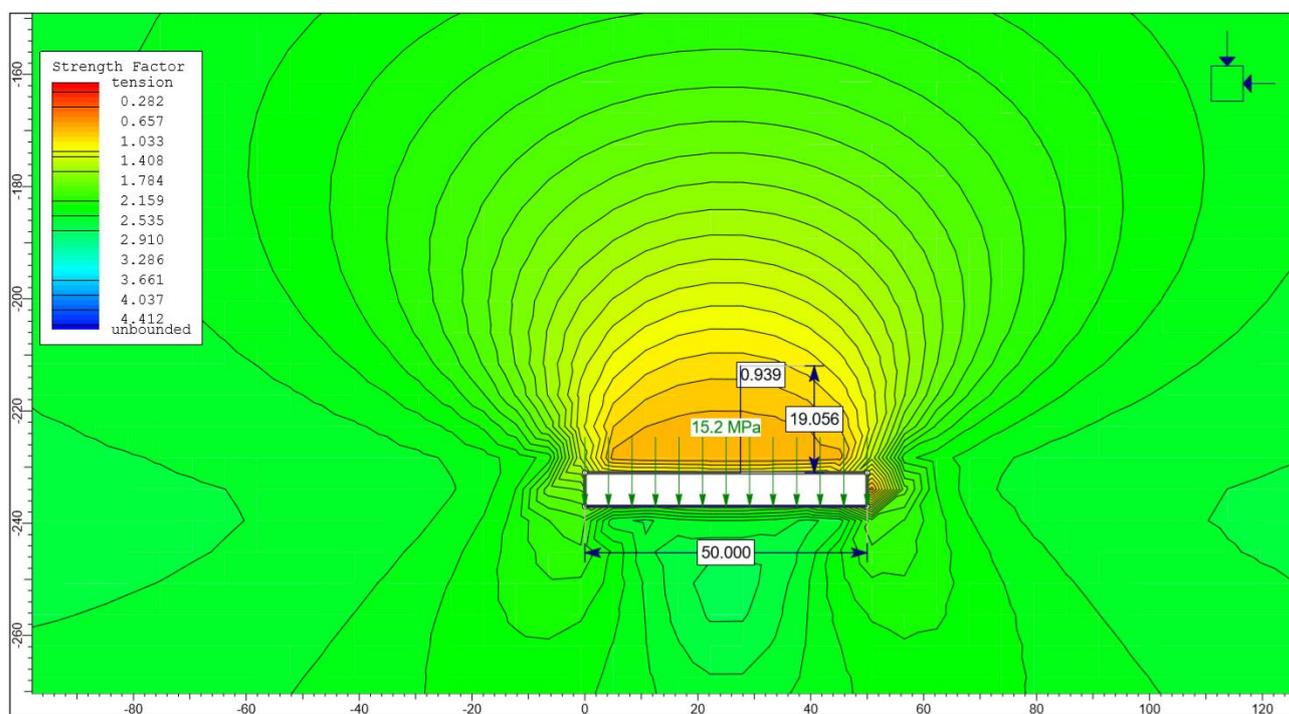


Рисунок 4.23 – Образование свода обрушения при пролете 50 м

При пролете 100 м свод обрушения достигает 40 м (рисунок 4.24).

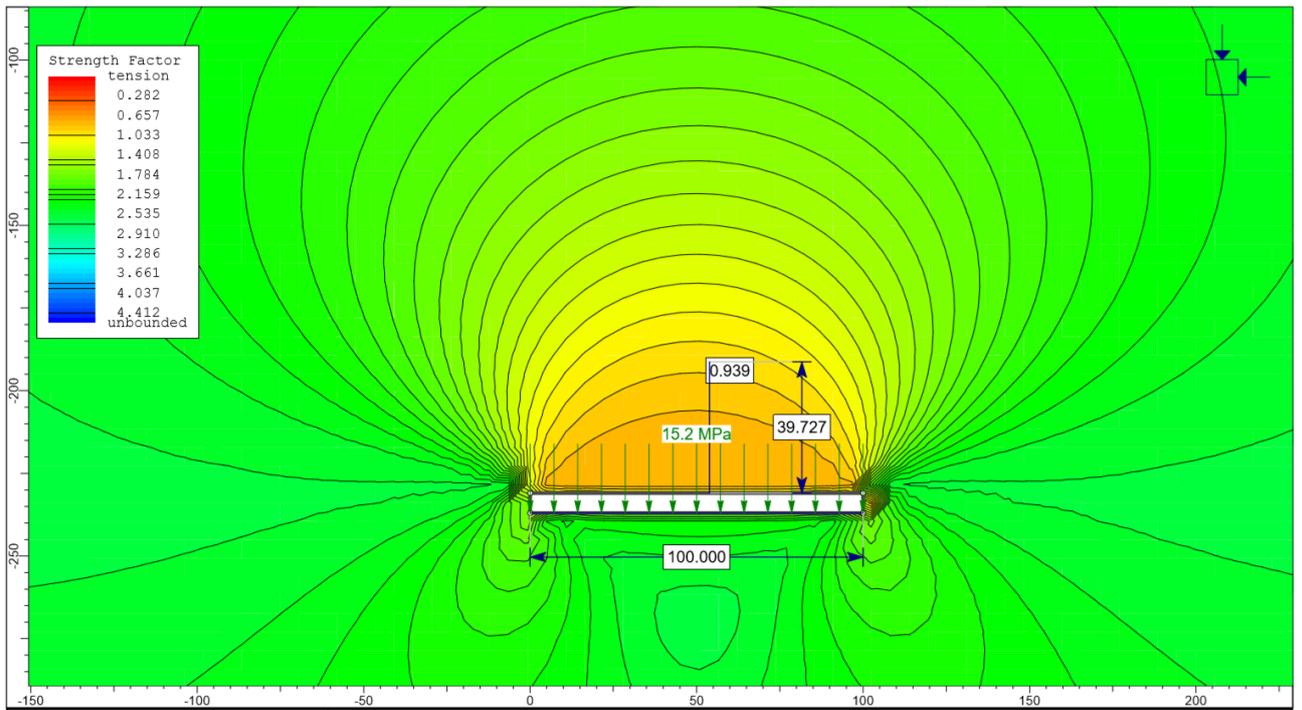


Рисунок 4.24 – Образование свода обрушения при пролете 100 м

При пролете 150 м свод обрушения достигает 64 м (рисунок 4.25).

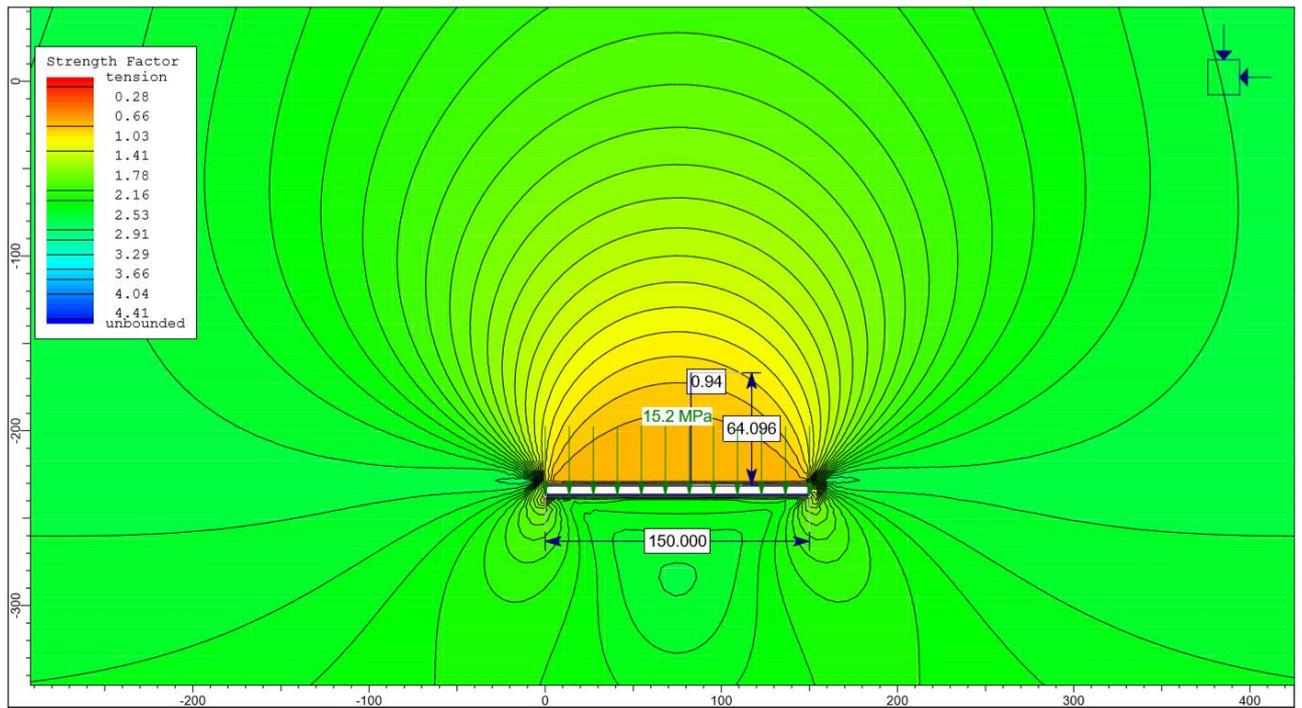


Рисунок 4.25 – Образование свода обрушения при пролете 150 м.

При пролете 200 м свод обрушения достигает 94 м (рисунок 4.26).

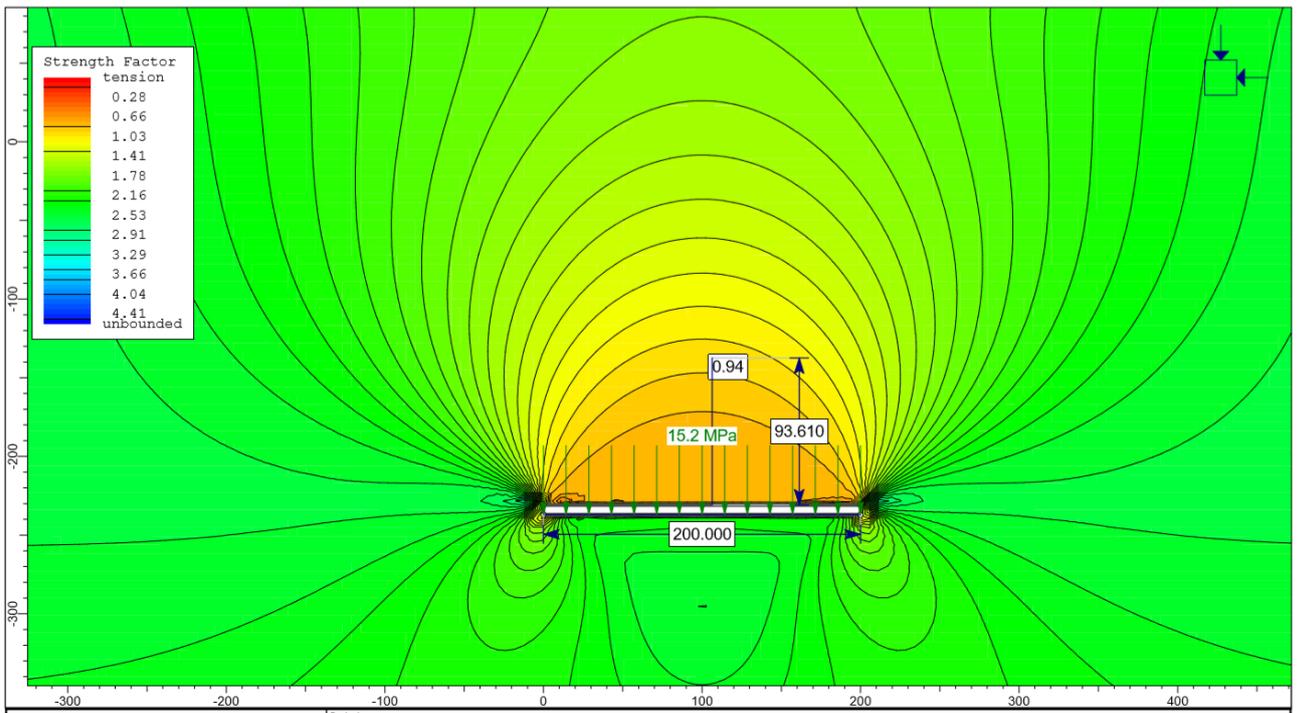


Рисунок 4.26 – Образование свода обрушения при пролете 200 м

При пролете 250 м свод обрушения достигает 127 м (рисунок 4.27).

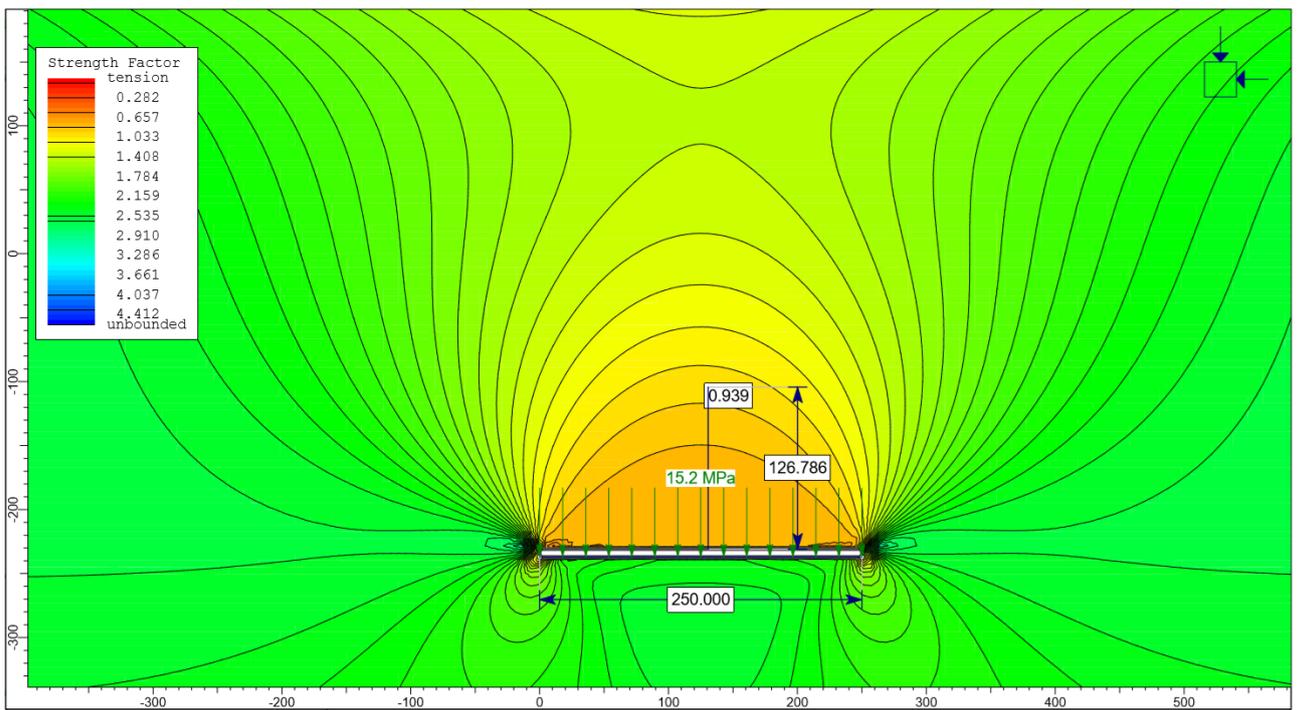


Рисунок 4.27 – Образование свода обрушения при пролете 250 м

При пролете 300 м свод обрушения достигает 168 м (рисунок 4.28).

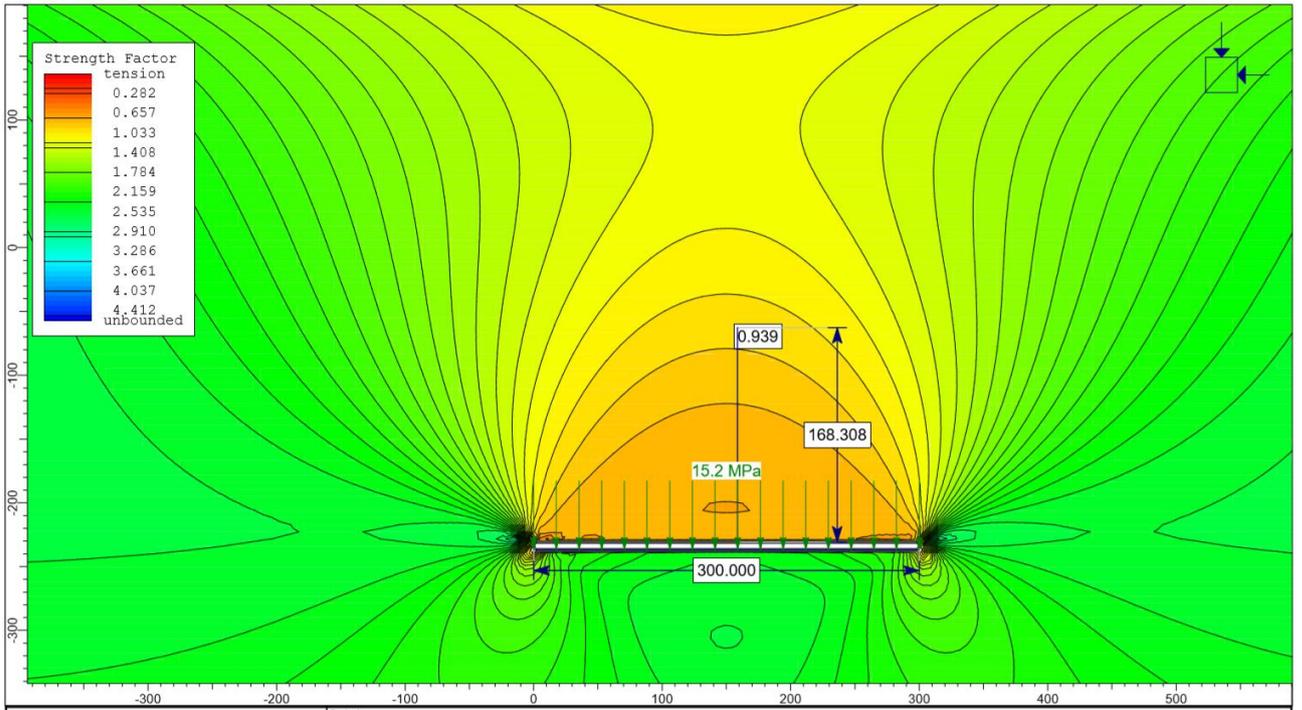


Рисунок 4.28 – Образования свода обрушения при пролете 300 м

При пролете 350 м свод обрушения достигает 241 м (рисунок 4.29).

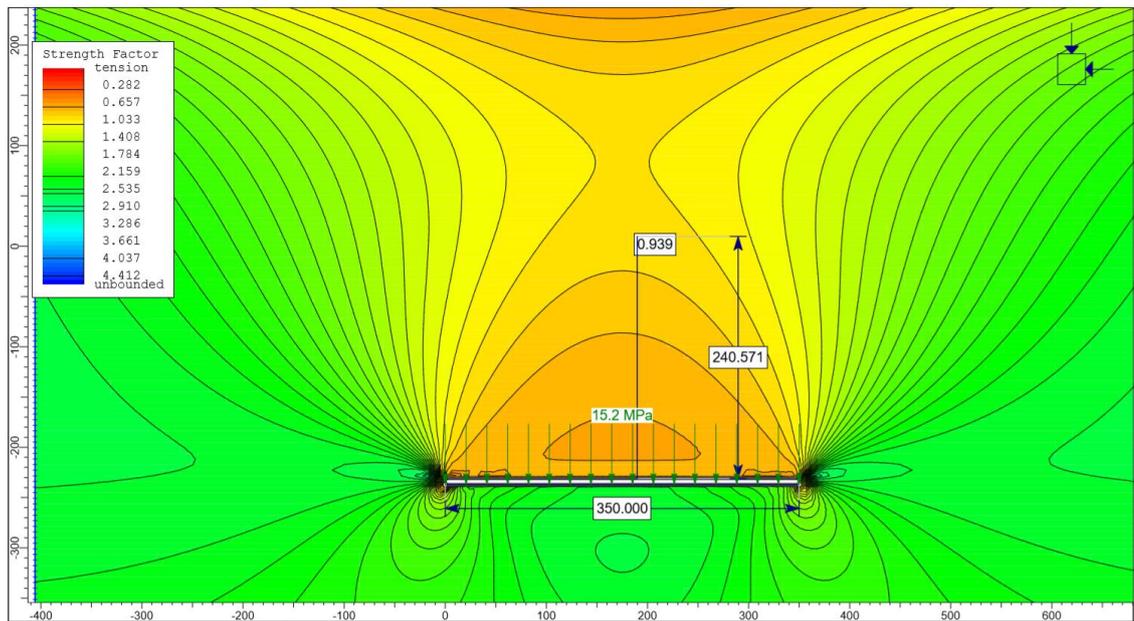


Рисунок 4.29 – Образования свода обрушения при пролете 350 м

При пролете 370 м обрушение достигает поверхности (рисунок 4.30).

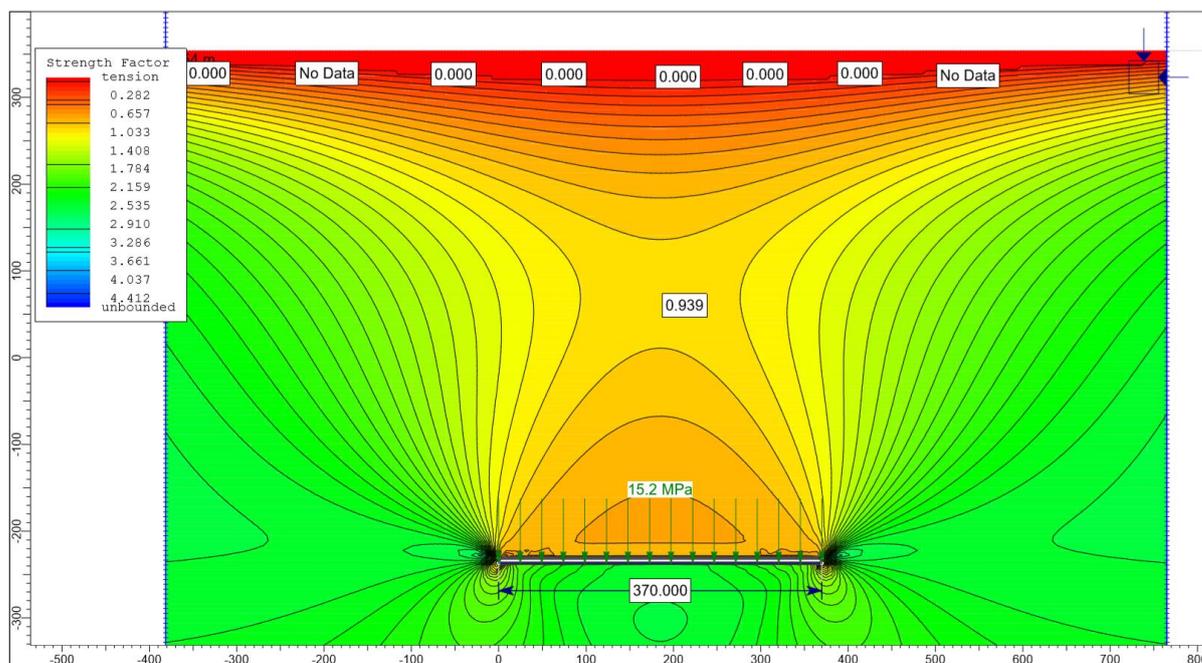


Рисунок 4.30 – Образование свода обрушения при пролете 370 м

По результатам моделирования получили, что с увеличением пролета обнажения увеличивается коэффициент свода обрушения до достижения полной подработки налегающей толщи (таблица 4.4) и может быть представлена в следующей формуле (4.5).

$$h_{обр} = 16,473e^{0,008L_э}, \text{ м} \quad (4.5)$$

Таблица 4.4 – Полученные результаты моделирования

Мощность налегающей толщи Н, м	585	585	585	585	585	585	585	585
Пролет обнажения $L_э$ , м	50	100	150	200	250	300	350	370
Высота свода обрушения $h_{обр}$ , м	19	40	64	94	127	168	241	585
Коэффициент свода обрушения	0,38	0,40	0,43	0,47	0,51	0,56	0,69	1,58

А коэффициент  $k_1$  учитывающий крепости покрывающих пород для рудника Жомарт составляет 1,6, что почти в два раза меньше предполагаемого ранее значения 3.

Это означает, что в ходе повторной разработки полная посадка налегающей толщи до поверхности на руднике Жомарт произойдет, когда выполнится условие (4.6):

$$H < 1,6L_э \text{ или } L_э > H/1,6 \quad (4.6)$$

где  $L_э$  – эквивалентный пролет неподдерживаемого выработанного пространства (зоны обрушения).

### **Выводы по четвертому разделу**

Проведенная работа по определению зон обрушения налегающей толщи с помощью сейморазведочных технологий помогла понять представление о глубинном строении массива горных пород на руднике Жомарт. Также данная работа предоставила все необходимые данные по фактическим положениям зон обрушений над отработанными повторной отработкой целиков для понимания самого процесса обрушения налегающей толщи.

Анализ результатов работ по определению зон обрушения налегающей толщи пород над погашенными повторной отработкой на руднике Жомарт с помощью сейморазведочных технологий помогла создать математическую модель напряженно-деформированного состояния налегающей толщи над участками повторных разработок идентичная горно-геологическим условиям рудника Жомарт.

На основании разработанной модели получили условия полной подработки земной поверхности на руднике Жомарт и выявили зависимость образования свода обрушения от пролета подработки выработанного пространства.

## **5 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА СДВИЖЕНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ПОВТОРНОЙ ОТРАБОТКЕ ЦЕЛИКОВ ДЛЯ УСЛОВИЙ РУДНИКА ЖОМАРТ**

### **5.1 Анализ имеющихся нормативных документов по охране зданий и сооружений от вредного влияния подземных горных работ на руднике Жомарт**

Проектными решениями [3, с. 3-256; 32, с. 3-146; 33, с. 3-130] отработка месторождения ведется панельно-столбовой системой разработки с последующим повторной отработкой, это:

1) отработка камерных запасов панельно-столбовой системой разработки с оставлением междукамерных целиков, находящихся под защитой барьерных (массивных) целиков;

2) выемка целиков и погашение пустот (повторная отработка).

Как ранее было отмечено в 3 главе данной диссертации, при первоначальной отработке камерных запасов оседаний земной поверхности по профильным линиям не отмечалось, даже при локальных повторных отработках панелей 2, 4, 5 в 2009-2010 годах. Только после перехода на масштабную повторную отработку, с 2015 года по 2019 года наблюдались интенсивные оседания земной поверхности и с 2019 года они уменьшились в результате приостановки повторных разработок на данных участках.

Для рудника Жомарт в 2014 году были разработаны «Временные правила охраны зданий и сооружений...» [129, с. 3-58]. Они были разработаны на основании технической документации, обобщения горнотехнических и геомеханических данных, материалов инструментальных и визуальных наблюдений за сдвижением горных пород и земной поверхности на руднике «Жомарт», выполненные в соответствии с «Методическими указаниями по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений», согласованных приказом Комитета по государственному контролю за ЧС и промышленной безопасностью МЧС РК от 22. 09. 2008 года №36 [108].

В данных «Временных правилах...» установлены границы зон опасного влияния подземных горных разработок, условия безопасной отработки запасов под существующими зданиями и сооружениями, а также природными объектами в пределах горного отвода рудника «Жомарт», меры их охраны, возможные допустимые предельные деформации земной поверхности для подрабатываемых зданий и сооружений в зависимости от их категории. Разработана методика расчета ожидаемых сдвижений и деформаций земной поверхности, целью которой является предупреждение и прогноз вредного влияния подземной разработки месторождения на поверхностные объекты рудника «Жомарт».

«Временные правила...» предназначены для использования проектными и геомеханическими отделами ТОО «Корпорация Казахмыс», организациями,

осуществляющими проектирование, строительство и эксплуатацию рудника «Жомарт».

При проектировании зданий и сооружений на подрабатываемых территориях следует руководствоваться нормами проектирования, предусмотренными соответствующими нормативными документами. Основные положения разработанных «Временных правил...» [129, с. 3-58] основываются на «Методических рекомендациях по охране сооружений от вредного влияния подземных разработок на рудниках ПО «Жезказганцветмет», г. Жезказган 2011 год [107, с. 3-50], а также «Временных Правил охраны зданий и сооружений АО «Жезказганцветмет», Жезказган 1997 г. [128] с учетом принятой системы разработки на руднике «Жомарт» - отработка камерных запасов панельно-столбовой системой разработки с оставлением междукамерных целиков, находящихся под защитой барьерных целиков; погашение пустот и выемка целиков в отступающем порядке, а также конструктивных особенностей объектов, расположенных на земной поверхности, и их категории охраны.

Эксплуатируемые промышленные здания, сооружения, инженерные сети, природные объекты, расположенные в зоне ведения горных разработок, подлежат охране от вредного влияния.

Выбор мер охраны эксплуатируемых поверхностных объектов осуществляется горным предприятием, разрабатывающим месторождение «Жаман-Айбат», либо по его заказу - аттестованной организацией.

Оформление, согласование и утверждение мер охраны производится в соответствии с методическими рекомендациями о порядке утверждения мер охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок.

Меры охраны сооружений, включая предохранительные целики, утвержденные на основе ранее действовавших Временных правил и Дополнений к ним, с вводом настоящих «Временных правил...» не подлежат пересмотру, за исключением тех случаев, когда непогашенные пустоты существовали длительное (более 20 лет) время, или появились признаки ослабления целиков и снижения устойчивости налегающих пород. В этих случаях меры охраны подлежат дополнительному рассмотрению и повторному утверждению.

Для определения фактических деформаций земной поверхности и охраняемых объектов, эффективности применяемых мер охраны, горное предприятие выполняет наблюдения в соответствии с «Методическими указаниями по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений», согласованных приказом Комитета по государственному контролю за ЧС и промышленной безопасностью МЧС РК от 22. 09. 2008 года №36 [108].

В 5 параграфе «Временных правил...» [129, с. 3-58] были определены параметры сдвижения земной поверхности, также представлены примеры расчета ожидаемых сдвижений и оседаний земной поверхности на руднике

Жомарт, определены зоны влияния очистных выработок, а также рассчитаны максимальные оседания земной поверхности.

На сегодняшний день имея практические примеры оседания земной поверхности, представленных в третьей главе, границы образования сводов обрушения от повторных отработок рассмотренных в четвертой главе, возникает необходимость пересмотреть данные «Временные правила...» [129, с. 3-58].

*Зона влияния очистных выработок согласно разработанным временным правилам [129, с. 3-58]*

При определении зон влияния очистной выработки, в качестве основополагающей, была принята методика, в которой зоны опасных сдвижений и обрушений устанавливаются по мульде сдвижения с учетом угла залегания рудного тела, размеров и глубины выработанного пространства, а также углов сдвижения.

Исходными данными для построения мульды сдвижения на руднике «Жомарт» являются:

1. Угол залегания рудного тела ( $\alpha$ ) – пологое,  $8^\circ$ .
2. Углы сдвижения для месторождений с пологим залеганием рудных тел:

$$\nu = 105^\circ; \beta = 80^\circ; \gamma = 80^\circ; \delta = 80^\circ; \gamma' = 90^\circ; \beta' = 90^\circ; \delta' = 90^\circ.$$

3. Длина обрушения – 313 м.
4. Длина отработки – 553 м.
5. Глубина разработки - 620 м.

Мульда сдвижения представлена на рисунке 5.1.

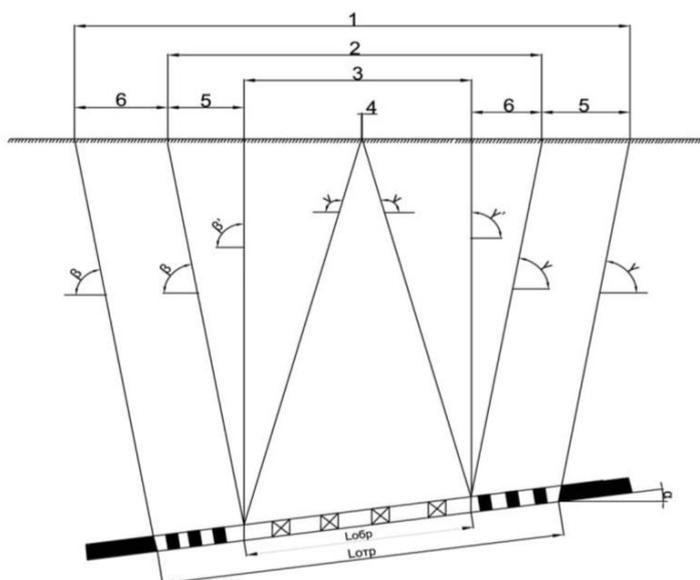


Рисунок 5.1 – Мульда сдвижения при пологом залегании залежи

Графическим путем определяются: общая зона влияния - 1; зона опасных сдвижений - 2; зона обрушения - 3; участок возможного образования воронок

обрушения и провалов – 4; зона трещин - 5; зона временно устойчивого состояния массива и земной поверхности (зона плавных сдвижений) – 6.

В результате графического расчета установлено следующее:

1. Размеры зон влияния составят:

- зона 1 – 758,5 м;
- зона 2 – 510,0 м;
- зона 3 – 308,0 м;
- зона 4 – 0 м;
- зона 5 – 104 м;
- зона 6 – 127 м.

2. Нулевые показатели в зоне 4 указывают, что обрушений и провалов на поверхности не образуется. Увеличение размеров выработанного пространства приведёт к их образованию.

3. При указанной длине отработки не исключено развитие крупных трещин на земной поверхности в зоне 3.

4. Наличие зоны 2 требует проведения контроля за сдвижением поверхности путём установки профильных линий.

*Определение фактической зоны влияния очистных выработок согласно фактическим инструментальным замерам оседания земной поверхности*

На руднике Жомарт инструментальные наблюдения за оседания земной поверхности ведутся с 2008 года. Из всех имеющихся профильных линий, линия №3 проходящая над ранее отработанной повторной разработкой целиков панели 2 имеет расположение как над отработанной панелью, так над участком незатронутыми горными работами (рисунок 5.2).



Рисунок 5.2 – Оседания земной поверхности по профильной линии №2

Как видно из рисунка 5.2 оседания земной поверхности над подземными горными выработками распространяется на 165 м в плане от границы горных работ, что дает возможность определить угол сдвижения.

Тогда при отметке поверхности 354 м, отметки почвы горных выработок - 203 м и выемочной мощности 6 м, мощность налегающей толщи составляет 551 м.

По формуле (5.1), (5.2)

$$tg(\alpha) = \frac{a}{b} \quad (5.1)$$

где  $a$  – 551 м, противолежащий катет (глубина горных работ);  
 $b$  – 165 м, прилежащий катет (зона влияния горных работ).

$$arctg\left(\frac{551}{165}\right) = arctg(3.3) = 73^\circ \quad (5.2)$$

Отсюда можно сделать вывод, что углы сдвижения на рисунке 5.1 соответственно равны:

$$\nu = 107^\circ; \beta = 73^\circ; \gamma = 73^\circ; \delta = 73^\circ; \gamma' = 90^\circ; \beta' = 90^\circ; \delta' = 90^\circ$$

*Максимальные оседания земной поверхности* [129, с. 3-58]

Для расчета ожидаемых оседаний земной поверхности ( $\eta_m$ ) для условий полной отработки панелей 49 и 50 рудника «Жомарт» принимаются следующие исходные данные:

- глубина залегания рудного тела - 620 м;
- вынимаемая мощность рудного тела ( $m$ ) – 6-11 м;
- содержание серых песчаников в налегающей толще пород ( $c$ ) – 70% от мощности налегающей толщи.

Оседание земной поверхности определяются по формуле (5.1).

$$\eta_m = 0,2 \frac{m}{c} \quad (5.1)$$

где  $m$  – вынимаемая мощность рудной залежи;

$c$  – содержание серых песчаников в налегающей толще горных пород.

Значения максимальных оседаний земной поверхности при различных мощностях рудного тела приведены на рисунке 5.3.



Рисунок 5.3 – Значение максимальных оседаний земной поверхности при различных мощностях рудного тела р. «Жомарт»

*Определение фактического оседания земной поверхности.*

Над отработанными повторной разработкой панелями 42, 43, 44 схожими горно-геологическими параметрами на земной поверхности расположена профильная линия 1. Максимальные оседания по ней на 2021 год составляют -104,8 (глава 3, таблица 3.4), что в 20 раз превышает ожидаемые оседания на рисунке 5.3.

*Возможность выхода обрушения на поверхность [110, с. 4-85]*

Для определения мощности обрушения при полной отработке панелей 49, 50 за исходные данные принимаются:

- средняя выемочная мощность ( $m_{cp}$ ) – 7,5 м;
- коэффициент разрыхления ( $K_p$ ) – 1,03-1,04;
- глубина верхней границы выработанного пространства с разрушенными целиками – 620 м [102, с. 84-92].

Мощность обрушения при полной отработке панелей 49, 50 находится из выражения [85, с. 3-30]:

$$H > h_{обр} > \frac{\sum m_{cp}}{K_p - 1}; \quad (5.2)$$

Исходя из выражения, мощность обрушения составляет 214 м, что меньше глубины верхней границы выработанного пространства с разрушенными целиками. В связи с этим, отработка целиков панелей 49, 50 с обрушением налегающих пород не вызовет деформаций в поверхностных объектах, расположенных в зоне подработки.

*Определение возможности фактического выхода обрушения на поверхность*

В разделе 4 с применением сейсморазведочных технологий определили, что свод обрушения над отработанными панелями 49, 50 и 42, 43, 44 на 2021 год не вышел на дневную поверхность, также ранее уточнялось оседания земной поверхности фактически над данными участками уже составили -104,8

мм и вывод, что обрушение налегающей толщи над панелями 49, 50 не вызовет деформаций в поверхностных объектах, расположенных в зоне подработки некорректна.

*Вероятность устойчивого состояния земной поверхности при разрушении междукамерных целиков*

Для определения устойчивого состояния земной поверхности при условии массового разрушения и извлечения междукамерных целиков из панелей 49, 50 принимаются следующие исходные данные:

– глубина верхней границы выработанного пространства с разрушенными целиками (Н) – 620 м;

– размер выработанного пространства с разрушенными целиками по простиранию залежи (L) – 216 м;

– размер горизонтальной проекции выработанного пространства с разрушенными целиками на разрезе вкрест простирания залежи ( $l_1$ ) – 700 м;

– эквивалентный пролет ( $l_3$ ) – 206,4 м.

Для указанных условий устойчивое состояние земной поверхности определяется из выражения (2.1).

$$H > l_3 + 40; \quad (5.3)$$

В результате расчетов, глубина верхней границы выработанного пространства с разрушенными целиками больше, чем величина  $l_3 + 40$  (245,2 м). Следовательно, при массовом разрушении и извлечении междукамерных целиков из панелей 49, 50 состояние земной поверхности будет устойчивым.

*Определение вероятности устойчивого состояния земной поверхности при разрушении междукамерных целиков*

По условиям подработки налегающей толщи панелями 42, 43, 44 определим возможность применения формулы 5.3 для условий рудника Жомарт.

– глубина верхней границы выработанного пространства с разрушенными целиками (Н) – 585 м;

– размер выработанного пространства с разрушенными целиками по простиранию залежи (L) – 335 м;

– размер горизонтальной проекции выработанного пространства с разрушенными целиками на разрезе вкрест простирания залежи ( $l_1$ ) – 650 м;

– эквивалентный пролет ( $l_3$ ) – 300 м.

$$H > l_3 + 40 = 300 + 40 = 340 \text{ м}$$

Условие выполняется, но как ранее уточнялось оседания земной поверхности фактически над данными участками уже составили -104,8 мм и вывод, что при массовом разрушении междукамерных целиков из панелей 49, 50 состояние земной поверхности будет устойчивым, тоже некорректно.

## 5.2 Методика расчета сдвижения земной поверхности при повторной отработке целиков для условий рудника Жомарт

Сдвижение земной поверхности под влиянием повторных разработок целиков на пологих рудных залежах зависти от горно-геологических условий, поведение налегающей толщи может резко различаться. После повторной разработки целиков кровля может сохранить свою устойчивость и деформироваться в виде упругого прогиба (при  $l_3 < l_{пр}$ ), может обрушаться с образованием свода естественного равновесия параболической формы или плоского, остановившись на слое породы – «моста» (при  $l_3 \approx l_{пр}$ ), а может обрушаться до поверхности ( $l_3 > l_{пр}$ ), где  $l_3$ ,  $l_{пр}$  – эквивалентный и предельный пролет участков, не поддерживаемых целиками [83, с. 37-43].

Анализ накопленных за 40 лет наблюдений за сдвижением на Жезказганском месторождении показал ярко выраженную зависимость максимальных оседаний от пролета зоны обрушения. Чтобы создать математическую модель, пригодную для прогноза в широком интервале изменения горно-геологических условий, выделены наиболее важные факторы, такие как глубина, пролет и выемочная мощность. Практически доказано, что сдвижение земной поверхности прямо пропорциональна выемочной мощности. Данное утверждение верно для пологих рудных месторождений при превышении предельного пролета и налегающая толща обрушается. При меньших пролетах кровля зависает и ее прогиб на прямую не зависит от ее мощности. Модель, связывающая величину максимальных оседаний должна иметь вид обратной степенной зависимости от соотношения глубины и эквивалентного пролета.

В работе [83, с. 37-43] приняли, что функция (5.4) предложенная Шадриним А.Г. [168, с. 3-135] наибольшей степени соответствует данному требованию.

$$\eta_m = m/[1 + (H/l_3)^n]; \quad (5.4)$$

где  $m$  – выемочная мощность, м;

$H$  – мощность налегающей толщи (глубина), м;

$l_3$  – эквивалентный пролет, м.

По Шадрину А.Г. показатель степени  $n$  принимается равный  $f/2$ , где  $f$  – это коэффициент крепости пород по проф. Протоdjяконову М.М. При поиске подходящего вида аппроксимации для пород Жезказганского месторождения, в работе [83, с. 37-43] были приняты следующие значения коэффициента крепости:  $f=16$  – для серых песчаников,  $f=9$  – для красных алевролитов,  $f=9$  – для аргиллитов и алевролитов. Массив горных пород, слагающих толщу Жезказганского месторождения, представлен перемежающимися слоями указанных литотипов, различающихся по жесткости и прочности. Верхняя граница распределения наблюдений значений максимальных оседаний на Жезказганском месторождении описывается функцией влияния с показателем  $n=4,5$ , т.е. величины максимальных оседаний задаются не самими крепкими и

даже не усредненными свойствами слоистого массива, а наиболее слабыми разновидностями пород с минимальными упругими и прочностными свойствами. Важный практический вывод в работе [83, с. 37-43] следующий: для прогноза экстремальных значений сдвига следует опираться на минимальные свойства пород, представленных в геологическом разрезе.

В геологическом строении месторождение Жаман–Айбат во многом является схожим с Жезказганским месторождением. Стратифицированные сульфидные залежи данного месторождения относятся к жезказганской красноцветной толще терригенных пород, в свою очередь которые представлены средне- и крупнозернистыми песчаниками, гравелитами и конгломератами с тонкозернистыми песчаниками, алевролитами и аргиллитами. На месторождении Жаман-Айбат оруденение является многоярусным. Основные породы жезказганской толщи перекрываются красноцветными глинистыми породами жиландинской свиты [141, с. 3-52].

Коэффициент крепости руд по шкале проф. М.М. Протодьяконова имеет значения от 6,1 до 13,3, плотность от 2,71 г/см<sup>3</sup> до 2,80 г/см<sup>3</sup>, объёмная масса от 2,66 г/см<sup>3</sup> до 2,73 г/см<sup>3</sup>, влажность от 0,49% до 0,30%, пористость от 3,39% до 4,15%, коэффициент измельчаемости по отношению к Жезказганским рудам от 0,91 до 1,06. Содержание кремнезёма в рудах достигает 71,0% [83, с. 37-43].

Отсюда согласно работе [129, с. 3-57] функция описывающий процесс сдвига горных пород для рудника Жомарт можно представить в виде:

$$\eta_m = m/[1 + (H/l_3)^3] \quad (5.5)$$

Данная функция верна до достижения предельного пролета обнажения и выхода обрушения на земную поверхность.

По проведенным научно-исследовательским работам по определению зон обрушения налегающей толщи над погашенными панелями с помощью сейсморазведочных технологий [30, с. 25-28] ни на одном участке повторных разработок целиков рудника Жомарт обрушение не имеет выхода на земную поверхность. В связи с этим у нас имеется возможность сравнения функции (5.5) с фактическими оседания земной поверхности рудника Жомарт.

Наиболее оптимальным вариантом для сравнения является результаты мониторинга за сдвижением земной поверхности над ранее отработанной в 2009 году панелью 2.

Исследованиям [170, с. 3-36] мощность свода обрушения над панелью 42, 43, 44 составляет 268 м. Мощность налегающей толщи 585 м, Эквивалентный пролет 250 м (три панели и два барьерных целика).

Выемочная мощность 7 м, но в связи с фактическим положением горных работ делаем пересчет выемочной мощности по оставленным запасам в барьерных и междукамерных целиках.

Для общего представления потерь делаем расчет только по разрезу в крест простирания панелей.

Ширина панели 85 м, ширина барьерного целика 40 м, отсюда в трех панелях и двух барьерных целиках вовлекаются в обработку:

$$(85 \cdot 3 + 40 \cdot 2) \cdot 7 = 2345 \text{ м}^2$$

Потери в барьерных целиках. Между панелями 42, 43, 44 в барьерных целиках были проведены только панельные штрека шириной 6 м, тогда:

$$(40 - 6) \cdot 2 \cdot 7 = 476 \text{ м}^2$$

Потери в междуканальных целиках составляют 30-50%. В панели по простиранию оставлены по 4 ряда целиков, шириной 10 м:

$$4 \cdot 10 \cdot 3 \cdot 7 \cdot 40\% = 336 \text{ м}^2$$

Всего потерь:

$$476 + 336 = 812 \text{ м}^2$$

Потери в процентном соотношении от всех вовлеченных запасов:

$$812/2345 \cdot 100\% = 35\%$$

Отсюда можно представить, что выемочная мощность составит:

$$7 \cdot (100-35)\% = 4,55 \text{ м}$$

Произведя расчеты по формуле (5.5) получили:

$$\eta_m = m/[1 + (H/l\varepsilon)^3] = 4,55/[1 + (585/250)^3] = 0,329 \text{ м}$$

По фактическому состоянию, на сегодняшний день и вот уже на промежутке двух лет максимальное оседание земной поверхности над районом панелей 42, 43, 44 составляет 92,1 мм.

Произведя перерасчет по формуле (5.4) со степенью, такой как на Жезказганском месторождении получили следующие результаты:

$$\eta_m = m/[1 + (H/l\varepsilon)^3] = 4,55/[1 + (585/250)^{4,5}] = 0,097 \text{ м}$$

Что в свою очередь практически совпадает с результатами инструментального нивелирования по профильной линии 1.

На основании вышеизложенного, можно предположить, что сдвигание земной поверхности на руднике Жомарт при неполной подработки налегающей

толщи повторной разработкой целиков аналогично поведению деформации земной поверхности Жезказганского месторождения.

### 5.3 Прогноз сдвижения земной поверхности при повторной разработке целиков на всей площади первой очереди рудника Жомарт

Как показано на совмещенном плане горных работ с поверхностной инфраструктурой (автомобильная дорога, железнодорожная ветвь; сеть линий электропередач и линии связи) первой очереди рудника Жомарт относятся к III категории охраны [129, с. 3-58] (рисунок 5.4).

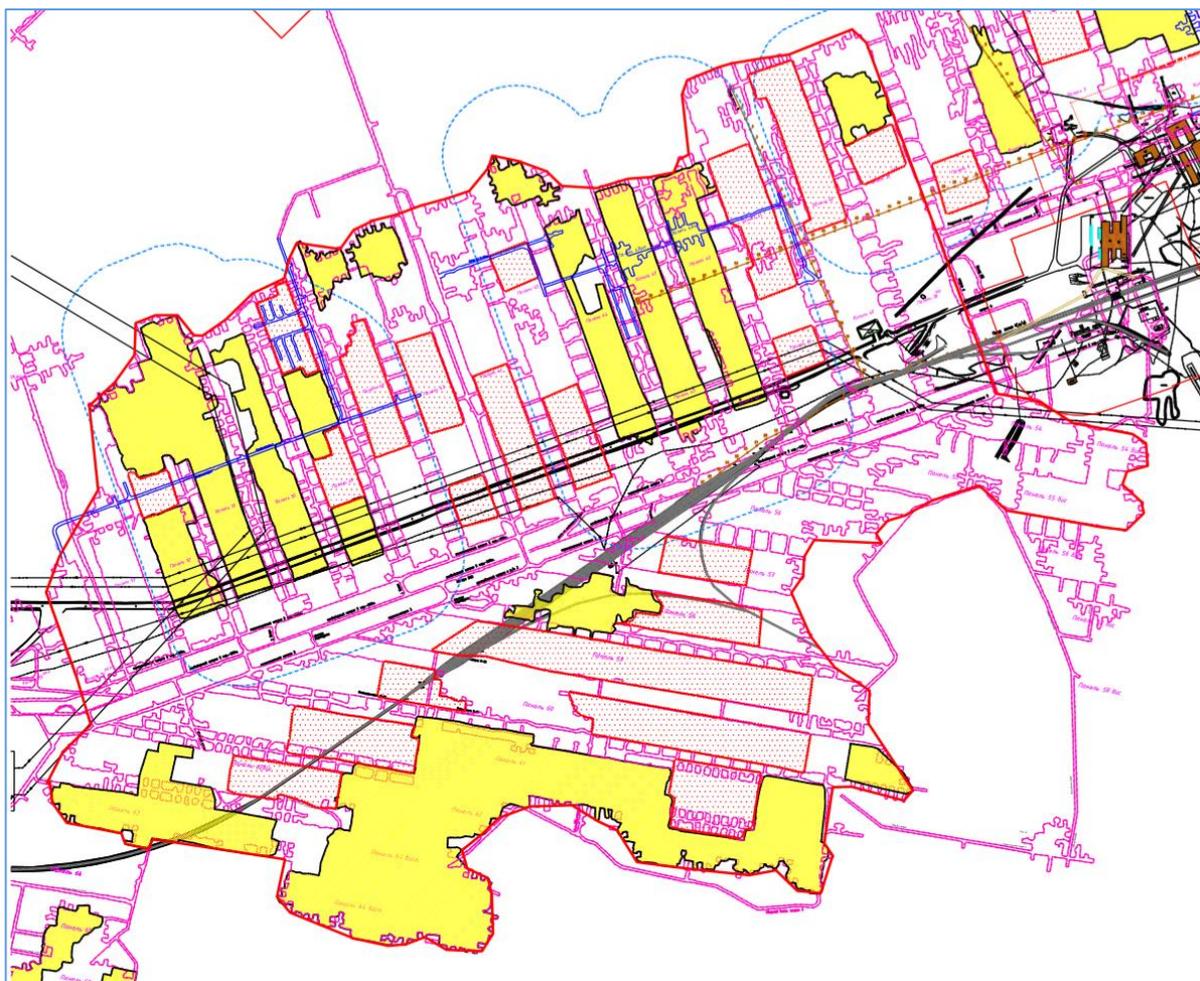


Рисунок 5.4 – Совмещенный план горных работ с поверхностной инфраструктурой

Расчетная площадь погашения повторной разработкой целиков рудника Жомарт выделено красным цветом (рисунок 5.4). Площадь составляет 2,7 млн. м<sup>2</sup>, периметр 8,7 тыс. м, средняя выемочная мощность 7 м.

Эквивалентный пролет при неправильной форме обнажения можно определить через площадь и периметр выработанного пространства по формуле (5.6).

$$L_3 = 3S/P, \text{ м}; \quad (5.6)$$

тогда

$$L_0 = 3 \cdot 2700000/8700 = 930 \text{ м}$$

По формуле (5.4)

$$\eta_m = 7/[1 + (600/930)^{4,5}] = 5,267 \text{ м}$$

Горизонтальные деформации растяжения-сжатия определяются согласно методике [24, с. 189-193].

$$\epsilon_x = 0,5 \cdot a_0 \cdot \Pi_{\max} / L \cdot F'(z) \quad (5.7)$$

где  $a_0$  – относительное максимальное горизонтальное сдвижение, для рудных месторождений со слоистой налегающей толщей, представленной осадочными породами, ВНИМИ рекомендуется принимать 0,3;

$F'(z)$  – функция характеризующая горизонтальные деформации растяжения-сжатия в условиях Жезказганского месторождения [83, с. 37-43];

$L = l_0 / 2 + H \cdot \text{ctg } \delta$  – длина полумульды, м;

$\delta = 73^\circ$  - угол сдвижения.

Полученные расчеты горизонтальные деформации растяжения-сжатия для рассматриваемого участка рудника Жомарт приведены в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Результаты расчетов мульды сдвижения

m	H	l <sub>0</sub>	Π <sub>max</sub>	L	a <sub>0</sub>	δ	z	S(z)	±S'(z)	±F'(z)	F'(z)	i <sub>x</sub>	ε <sub>x</sub>	R
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,000	1	0	0	0	0,00	0,00	0,0
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,025	0,955	0,9	0,28	-11,2	8,53	-15,92	16,2
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,050	0,965	1,75	0,74	-18,4	16,58	-26,15	32,4
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,075	0,9	2,8	1,2	-18,4	26,53	-26,15	48,6
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,100	0,88	4	1,4	-12,0	37,91	-17,06	64,8
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,125	0,775	4,35	1,67	-8,6	41,22	-12,22	81,1
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,150	0,72	4,55	1,8	-6,0	43,12	-8,53	97,3
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,175	0,675	4,4	1,87	-4,3	41,70	-6,11	113,5
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,200	0,62	3,75	1,94	-2,8	35,54	-3,98	129,7
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,225	0,58	3,05	1,97	-2,0	28,90	-2,84	145,9
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,250	0,52	2,6	1,998	-1,0	24,64	-1,42	162,1
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,275	0,46	2,2	1,994	0,0	20,85	0,00	178,3
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,300	0,42	1,75	1,97	0,5	16,58	0,71	194,5
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,325	0,385	1,5	1,946	1,0	14,21	1,42	210,7
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,350	0,35	1,35	1,9	1,5	12,79	2,13	227,0
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,375	0,32	1,12	1,87	1,9	10,61	2,70	243,2
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,400	0,285	1	1,806	2,2	9,48	3,13	259,4
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,425	0,27	0,9	1,78	2,5	8,53	3,55	275,6
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,450	0,245	0,8	1,72	2,8	7,58	3,98	291,8

Продолжение таблицы 5.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,475	0,225	0,75	1,67	2,9	7,11	4,12	308,0
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,500	0,215	0,7	1,623	3,0	6,63	4,26	324,2
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,525	0,195	0,65	1,585	3,2	6,16	4,55	340,4
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,550	0,18	0,55	1,537	3,3	5,21	4,69	356,6
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,575	0,17	0,5	1,503	3,5	4,74	4,98	372,9
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,600	0,155	0,45	1,448	3,6	4,26	5,12	389,1
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,625	0,14	0,4	1,388	3,8	3,79	5,40	405,3
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,650	0,125	0,35	1,323	3,9	3,32	5,54	421,5
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,675	0,115	0,3	1,276	4,0	2,84	5,69	437,7
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,700	0,1	0,25	1,2	4,1	2,37	5,83	453,9
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,725	0,085	0,2	1,116	4,2	1,90	5,97	470,1
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,750	0,075	0,18	1,084	4,4	1,71	6,25	486,3
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,775	0,07	0,16	1,031	4,5	1,52	6,40	502,5
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,800	0,06	0,15	0,95	4,6	1,42	6,54	518,8
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,825	0,05	0,12	0,872	4,7	1,14	6,68	535,0
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,850	0,04	0,1	0,804	4,8	0,95	6,82	551,2
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,875	0,03	0,08	0,74	4,9	0,76	6,97	567,4
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,900	0,025	0,06	0,655	5,0	0,57	7,11	583,6
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,925	0,022	0,04	0,587	5,0	0,38	7,11	599,8
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,950	0,02	0,02	0,46	5,1	0,19	7,25	616,0
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	0,975	0,01	0,01	0,398	4,5	0,09	6,40	632,2
7	600	930	6144,9	648,4	0,3	73	1,000	0	0	0	0,0	0,00	0,00	648,4

Максимальные деформации на сжатие:

$$\varepsilon_x = -26,15 \text{ мм/м.}$$

Максимальные деформации на растяжение:

$$\varepsilon_x = 7,25 \text{ мм/м.}$$

Согласно инструкции [131, с. 3-46] для линии железных дорог, грузооборот которых не превышает 3 млн. т/км в год и промежуточные опоры ЛЭП 200-400кВ допустимыми деформациями земной поверхности на растяжение или сжатие составляет 7 мм/м, что по полученным результатам расчетов (таблица 5.2) является критичным для данных объектов инфраструктуры рудника Жомарт.

### Выводы по пятому разделу

Проведя анализ имеющихся нормативных документов по охране зданий и сооружений от вредного влияния подземных горных работ для рудника Жомарт выявили несоответствия имеющихся фактов оседания земной поверхности с ранее полученными результатами научно-исследовательских работ.

По фактическим результатам сдвижения налегающей толщи над ранее отработанной повторной отработкой панелью 2, определили параметры углов сдвижения налегающей толщи для условий рудника Жомарт ( $\nu = 107^\circ$ ;  $\beta = 73^\circ$ ;  $\gamma = 73^\circ$ ,  $\delta = 73^\circ$ ;  $\gamma' = 90^\circ$ ;  $\beta' = 90^\circ$ ,  $\delta' = 90^\circ$ ).

Путем сравнения результатов оседания земной поверхности по профильной линии №1 над ранее отработанными участками повторных разработок панели 42, 43, 44 определили, что сдвижение земной поверхности на руднике Жомарт при неполной подработки налегающей толщи повторной разработкой целиков аналогично поведению деформации земной поверхности Жезказганского месторождения.

Максимальные оседания земной поверхности наибольшей степени соответствует формуле Шадрина А.Г.  $\eta_m = m/[1 + (H/l_3)^n]$ , а степень  $n$  для условий рудника Жомарт соответствует значению (4,5).

Расчётным методом определили, что при площадной повторной разработке целиков на участке первой очереди рудника Жомарт прогнозируются максимальные деформации на сжатие-растяжение критичные для поверхностных объектов, таких как железнодорожные пути и линии электропередач.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация представляет собой законченную научно-квалификационную работу, в которой предлагается новое решение актуальной научной задачи – геомеханическое обоснование повторной разработки целиков на основе данных комплексного мониторинга. Выполненные исследования позволяют сделать следующие **выводы** и рекомендации:

1. Обоснована закономерность изменения запаса прочности периферийной части камеры в зависимости от ширины камеры (7, 8 и 9 м) и с учетом расстояния от границ камеры (м). Уменьшение пролета камеры на 1 м (с 9 до 8 м) снижает прогиб кровли в 2 раза (до 5 см); кроме того, значительно уменьшается глубина пробоа в кровле – до 1,75 м. Уменьшение пролета камеры еще на 1 м (с 8 до 7 м) снижает прогиб кровли до 2 см; Глубина разрушения в кровле также значительно уменьшается – до 1,33 м.

2. Практически доказана, что при камерно-столбовой системе разработки для условий рудника Жомарт, уменьшение ширины пролета кровли камер с 9 м до 7 м увеличивает ее устойчивость в десятки раз.

3. Методом сравнения результатов спутниковой радарной интерферометрии и инструментального контроля (нивелирования) по профильным линиям за аналогичный период доказана возможность применения новой технологии площадного мониторинга за сдвижением земной поверхности с точностью в несколько миллиметров.

4. По результатам определения зон обрушения налегающей толщи с помощью сейсморазведочных технологий получена достоверная математическая модель на основании которого получена зависимость образования свода обрушения от эквивалентного пролета участка погашения повторной отработки целиков ( $h_{обр} = 16,473e^{0,008L_3}$ ).

5. Методом математического моделирования для условий рудника Жомарт по результатам сейсморазведки определено условие полной подрботки земной поверхности ( $H < 1,6L_3$  или  $L_3 > H/1,6$ ).

6. Согласно результатов инструментального наблюдения за оседания земной поверхности по профильной линии №3 расположенная над ранее отработанной повторной разработкой целиков панели 2 определили, что углы сдвижения для налегающей толщи рудника Жомарт равны  $\nu=107^\circ$ ;  $\beta=73^\circ$ ;  $\gamma=73^\circ$ ,  $\delta=73^\circ$ ;  $\gamma'=90^\circ$ ;  $\beta'=90$ ,  $\delta'=90^\circ$ .

7. На основании обратных расчетов максимальных оседания земной поверхности над ранее отработанными повторной отработкой панелями 42, 43, 44 определили функцию связывающую максимальные оседания земной поверхности с обратной степенной зависимости от соотношения глубины и эквивалентного пролета для условий рудника Жомарт и имеет вид  $\eta_m = m/[1 + (H/L_3)^{4,5}]$ .

Перспективы дальнейшей разработки темы диссертации – это разработка методики сдвижения земной поверхности для условий рудника Жыланды.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы // <https://adilet.zan.kz/rus/docs/V1400010247>. 10.08.2021.
- 2 Калиакпаров Ж.А. Комплексный геомониторинг подработанного массива горных пород жезказганского месторождения: дис. ... магист. Караганда, 2012. – 102 с.
- 3 Рудник Жомарт, I очередь: корректировка горной части проекта / Фонд Жезказганского проектного института. – Жезказган, 2006. – 320 с.
- 4 Абеов Е.А., Байтажиков А.Е., Зейнулин А.А. и др. Обоснование допустимых пролетов кровли при камерно-столбовой системе разработки на месторождении Жаман-Айбат (Республика Казахстан) // Горный журнал Казахстан. – 2019. – №5. – С. 37-41.
- 5 Аманжолов Э.А., Еркешов А. Исследование смещений пород непосредственной кровли в горных выработках рудника Жомарт: отчет ГТУ Корпорации Казахмыс. – Алматы, 2012. – 5 с.
- 6 Борщ-Компониец В.И. Комплексные исследования проявления горного давления при разработке Джезказганского меднорудного бассейна камерно-столбовыми системами разработки: автореф. ... док. техн. наук: 310. – М., 1967. – 30 с.
- 7 Борщ-Компониец В.И., Анциферов А.С., Зайцев О.Н. и др. Опыт и перспективы рациональной отработки мощных пологих пологопадающих залежей Джезказганского месторождения. – М.: МГИ, 1978. – 48 с.
- 8 Борщ-Компониец В.И., Макаров А.Б. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. – М.: Недра, 1986. – 271 с.
- 9 Борщ-Компониец В.И., Попов В.Н. Направленное управление горным давлением при помощи искусственной податливости междукамерных целиков в условиях Джезказгана // В кн.: Измерение напряжений в массиве горных пород. – Новосибирск, 1972. – 198 с.
- 10 Временная инструкция по расчету целиков для пологопадающих залежей на глубинах более 400 м и наклонных залежей Жезказганского месторождения / ИГД им. Д.А. Кунаева. – Алматы; Жезказган, 1998. – 158 с.
- 11 Гулевич Г.Е. Возможности уменьшения потерь в результате применения камерной системы разработки с опорными целиками // В кн.: Потери при разработке полезных ископаемых и меры по их снижению. – М., ГосИНТИ, 1964. – 160 с.
- 12 Гулевич Г.Е. О слабых сторонах теории предельного равновесия в приложении к расчету ленточных целиков // Горный журнал. – 1970. – №8. – С. 27-31.
- 13 Ерофеев Н.П. Устойчивость целиков и потолочин на рудниках Джезказгана. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 94 с.
- 14 Жараспаев М.А., Толысбаев А.К. Определение прочности пород в массиве на основе применения методики обратных расчетов (рудник Жомарт,

Республика Казахстан) // Инновационные технологии в науке и образовании: сб. ст. – Пемза, 2017. – С. 245-247.

15 Жараспаев М.А. Опыт применения панельно-столбовой системы разработки на месторождении Жаман-Айбат // Интерактивная наука. – 2017. – №11. – С. 122-126.

16 Ильштейн А.М. и др. Методы расчета целиков и потолочин камер рудных месторождений. – М.: Наука, 1964. – 139 с.

17 Костюко В.В., Макаров А.Б., Мякшев В.С. и др. Геомеханический анализ конструкции днища для систем с закладкой // Горный журнал. – 1980. – №10. – С. 44-46.

18 Кузнецов Г.Н. Исследование деформаций и давлений, возникающих в многослойной консоли кровли, и взаимодействие ее с крепью // Вопросы горного давления и сдвижения горных пород: сб. ст. – Л., 1960. – Вып. 34. – С. 3-43.

19 Кузнецов Г.Н. Определение полной несущей способности кровли поземных выработок // Тр. ВНИМИ. – Л., 1950. – Вып. 22. – С. 231-259.

20 Кузнецов С.В., Милитенко И.В., Нугманов К.Х. и др. Напряженное состояние и прогноз поведения массива при камерно-столбовой системе разработки – Алма-Ата, 1987. – 305 с.

21 Левина И.О. Дополнительные исследования напряжений в междукамерных целиках // Тр. сейсмологического института АН СССР. – М.; Л., 1941. – Вып. 108. – С. 83-90.

22 Либерман Ю.М. Метод определения давления на целики при разработке изолированными панелями // Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород: сб. ст. – М., 1962. – С. 130-140.

23 Лысенко И.З., Раденко Е.С., Жукович И.Е. К оценке несущей способности широких панельных целиков в условиях Джезказганского месторождения // Тр. ИГД АН КазССР. – Алма-Ата, 1967. – Т. 27. – С. 13-18.

24 Макаров А.Б. Обратный расчет прочности массива руды по факту разрушения междукамерных целиков // Геотехнология-2013: проблемы и пути инновационного развития горнодобывающей промышленности: тр. 6-й междунар. науч.-практ. конф. – Алматы, 2013. – С. 189-194.

25 Нестеренко Г.Т., Скозобцев Б.С., Палий В.Д. и др. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов. – Л.: ВНИМИ, 1972. – 82 с.

26 Модестов Ю.А. Совместный расчет междупородных целиков при разработке пластовых месторождений // Методы определения размеров опорных целиков и потолочин: сб. ст. – М., 1962. – С. 78-88.

27 Мусин А.Ч., Бакаев М.Т. Устойчивость кровли и параметры камер и целиков в Условиях Джезказганского месторождения // В кн.: Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. – М.: Академия наук, 1962. – С. 60-72.

28 Мустафин М.Г. Механизм возникновения горных ударов с разрушением почвы выработок // Записки Горного института. – 2016. – Т. 217. – С. 41-49.

29 Мустафин М.Г. Моделирование разрушения массива горных пород в процессе подвигания очистного забоя с разной скоростью // Записки Горного института. – 2007. – Т. 171. – С. 130-133.

30 Нестеров М.П. Об инженерных методах расчета ленточных целиков // Горный журнал. – 1967. – №9. – С. 25-29.

31 Пасечник И.И., Рыбасов В.И. Определение параметров камерных систем разработки месторождений методами механики сплошных сред // Аналитические методы исследования и математическое моделирование горных процессов. – М., 1963. – С. 100-105.

32 Рудник Жомарт, I очередь: проект / Фонд института «ЖезказганНИПИцветмет». – Жезказган, 2001. – 148 с.

33 Опытнo-промышленная обработка пусковых панелей для выбора оптимальных параметров системы разработки рудника «Жомарт»: рабочая докум. / Фонд Жезказганского проектного института. – Жезказган, 2006. – 132 с.

34 Рахимов В.Р. Механические процессы в массиве горных пород при камерной системе разработки. – Ташкент: Фан, 1980. – 197 с.

35 Рахимов В.Р. Определение давлений на междукамерные и барьерные целики, образующие периодическую последовательность // Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород: сб. ст. – М., 1962. – С. 123-132.

36 Рекомендации по технологии отработки запасов блока 56-С2 на руднике Жомарт / ГМО Рудоуправление ГОК ТОО «Корпорация Казахмыс». – Жезказган, 2020. – 5 с.

37 Ржаницын А.Р. Теория расчета строительных конструкций на надежность. – М., Стройиздат, 1978. – 240 с.

38 Руппенейт К.В. Давыдова Н.А. Обоснование инженерного метода определения давлений на междукамерные целики // Физико-механические свойства, давление и разрушение пород: сб. ст. – М., 1962. – С. 301-316.

39 Руппенейт К.В. Определение давлений на междукамерные и барьерные целики // В кн.: Методы определения размеров опорных целиков и потолочин. – М., 1962. – С. 17-33.

40 Савин Г.Н. Напряжения в упругой плоскости с бесконечным рядом равных вырезов // Докл. АН СССР. – 1939. – Т. 23, №6. – С. 515-518.

41 Слесарев В.Д. Управление горным давлением при разработке угольных пластов Донецкого бассейна. – М., 1952. – 380 с.

42 Стаматиу М. Расчет целиков на соляных рудниках / пер. с рум. – М., 1963. – 108 с.

43 Токсаров В.Н. и др. Оценка напряженного состояния целиков на руднике Жомарт // В кн.: Научно-техническое обеспечение производства. – Алматы, 2015. – С. 114-118.

- 44 Фисенко Г.Л. О расчете ленточных целиков методом предельного равновесия // Горный журнал. – 1972. – №5. – С. 57-60.
- 45 Цыгалов М.Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд. – М.: Недра, 1985. – 272 с.
- 46 Чарковский К.И. Обоснование метода обратного расчета прочности междукамерных целиков по факту их разрушения: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.20. – М.: МГГУ, 2004. – 144 с.
- 47 Черников А.К. Несущая способность слоистых целиков // Известия ВУЗов. Горный журнал. – 1982. – №12. – С. 13-17.
- 48 Черников А.К. Несущая способность целиков с несимметричными контактными условиями // Известия ВУЗов. Горный журнал. – 1980. – №3. – С. 14-17.
- 49 Черников А.К. О несущей способности однородных целиков // Известия ВУЗов. Горный журнал. – 1978. – №10. – С. 14-21.
- 50 Шерман Д.И. К вопросу о напряженном состоянии междукамерных целиков. Упругая весомая среда, ослабленная двумя выработками эллиптической формы // Известия АН СССР. – 1952. – №6. – С. 840-857.
- 51 Шуплецов Ю.П. Зависимость прочности массива скальных пород от геомеханических свойств и размеров обнажений // Горный журнал. – 1998. – №11-12. – С. 21-23.
- 52 Юн А.Б., Макаров А.Б., Мосякин Д.В. и др. Обратный расчет прочности междукамерных целиков по факту их разрушения // Горный журнал. – 2005. – №3. – С. 45-51
- 53 Alejano R. et al. Rock engineering and rock mechanics: structures in and on rock masses. – London: CRC Press, 2014. – 372 p.
- 54 Cai M. et al. Back-analysis of rock mass strength parameters using AE monitoring data // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2007. – Vol. 44, Issue 4. – P. 538-549.
- 55 Diederichs M.S., Kaiser P.K. Stability of large excavations in laminated hard rock masses: the voussoir analogue revisited // Int J of Rock Mech Min Sci. – 1999. – Vol. 36, Issue 1. – P. 97-117.
- 56 Elmo D. et al. An integrated numerical modelling–discrete fracture network approach applied to the characterisation of rock mass strength of naturally fractured pillars // Rock Mech Rock Eng. – 2010. – Vol. 43, Issue 3. – P. 3-19.
- 57 Esterhuizen G.S. Evaluation of the strength of slender pillars // Trans Soc Min Explor Geol. – 2006. – Vol. 320. – P. 69-76.
- 58 Hedley D., Grant F. Stope-and-pillar design for the Elliot Lake Uranium Mines // Bull Can Inst Min Metall. – 1972. – Vol. 65. – P. 37-44.
- 59 Kendorski F.S. Towards an Improved Stone Mine Pillar Design Methodology: Observations from a Mistake // <https://www.agapito.com>. 10.05.2022.
- 60 Krauland N., Soder P.E. Determining pillar strength from pillar failure observations // Eng Min J. – 1987. – Vol. 8. – P. 34-40.

- 61 Li Y., Zhang Y. Quantitative estimation of joint roughness coefficient using statistical parameters // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2015. – Vol. 77. – P. 27-35.
- 62 Lunder P.J. et al. Determination of the strength of hard-rock mine pillars // Bull Can Inst Min Metall. – 1997. – Vol. 90. – P. 51-55.
- 63 Lunder P.J. Hard rock pillars strength estimation an applied empirical approach: thes. ... doc. PhD. – Vancouver, 1994. – 184 p.
- 64 Richards M. A Beginner's Guide to Interferometric SAR Concepts and Signal Processing // IEEE Aerospace and Electronic. – 2007. – Vol. 22, Issue 9. – P. 5-29.
- 65 Martin C.D., Maybee W.G. The strength of hard-rock pillars // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. – 2000. – Vol. 37. – P. 1239-1246.
- 66 Berardino P., Fornaro G., Lanari R. et al. A new algorithm for surface deformation monitoring based on Small Baseline differential SAR Interferometry // IEEE Aerospace and Electronic. – 2002. – Vol. 40, Issue 11. – P. 2375-2383.
- 67 Sjoberg, J. Failure modes and pillar behaviour in the Zinkgruvan mine // Proc. 33rd USRock Mechanics sympos. – Sante Fe, 1992. – P. 491-500.
- 68 Sofianos A.I. Analysis and design of an underground hard rock beam roof // Journal Rock Mech Min Sci and Geomech. – 1996. – Vol. 33, Issue 2. – P. 153-166.
- 69 Trushko V.L. et al. Predicting strength of pillars in fractured rock mass during development of apatite-nephelinic ores // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. – 2018. – Vol. 13, Issue 8. – P. 2864-2872.
- 70 Zhang L. Engineering Properties of Rock. – Boston: Butterworth Heinemann, 2016. – 394 p.
- 71 Zhang Y. Stead D., Elmo D. Characterization of strength and damage of hard rock pillars using a synthetic rock mass method // Zhang, Computers and Geotechnics. – 2015. – Vol. 65. – P. 56-72.
- 72 Zhienbayev A., Balpanova M., Asanova Z. et al. Analysis of the roof span stability in terms of room-and-pillar system of ore deposit mining // Mining of Mineral Deposits. – 2023. – Vol. 17, Issue 1. – P. 129-137.
- 73 Алипбергенов М.К., Юн А.Б., Зайцев О.Н. и др. Развитие технологии повторной разработки Жезказганского месторождения из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи // Горный журнал. – 2000. – №8. – С. 17-20.
- 74 Анализ по опытно-промышленной выемке целиков из открытого выработанного пространства панелей 7, 8, 9, 10 залежи 4-І рудника Жомарт / ГТО ТОО «Корпорация Казахмыс». – Алматы, 2014. – 11 с.
- 75 Байсаров Л.В., Ильяшов М.А., Демченко А.И. Геомеханика и технология поддержания повторно используемых горных выработок. – Днепропетровск: Лира, 2005. – 240 с.
- 76 Бекбаев С.М., Еловигов И.В., Сейдалиев А.С. Повторная разработка месторождений твердых полезных ископаемых – Алма-Ата, 1988. – 49 с.
- 77 Битимбаев М.Ж., Бекбаев С.М., Гердт В.К. и др. Выемка целиков на отработанных рудных месторождениях – М.: Недра, 1993. – 239 с.

78 Борщаговский А.И., Яковлев Ю.И., Волков А.П. Опыт повторной разработки с массовым обрушением налегающих пород // Горный журнал. – 1999. – №3. – С. 29-33.

79 Жараспаев М. Геомеханическое обоснование способов извлечения целиков на месторождении Жаман-Айбат: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.20. – СПб., 2019. – 145 с.

80 Жараспаев М.А. Результаты опытно-промышленных работ по повторной разработке на месторождении Жаман-Айбат (Республика Казахстан) // Интерактивная наука. – 2017. – №11. – С. 127-132.

81 Зайцев О.Н. и др. Геомеханическое обоснование технологии повторной разработки междукамерных целиков из открытого выработанного пространства с обрушением налегающей толщи // Маркшейдерский вестник. – 1999. – №4. – С. 17-23.

82 Карпиков А.А. Расчет нагрузок на целики при повторной разработке // Новые идеи в науках о земле: сб. матер. междунар. конф. – М., 2003. – С. 26-30.

83 Макаров А.Б., Ким В.С. Методика расчета сдвижения земной поверхности при вторичной разработке пологих рудных залежей // Маркшейдерский вестник. – 1996. – №4 – С. 37-44.

84 Методика оценки устойчивости междукамерных целиков, вовлекаемых в повторную разработку / РГГРУ. – М., 2005, – 55 с.

85 Методические указания по погашению выработанных пространств управляемыми самообрушением налегающих пород на Жезказганских шахтах / АО «Жезказганцветмет». – Жезказган, 1997. – 75 с.

86 Методы определения размеров опорных целиков и потолочин: сб. ст. / Ин-т горного дела им. А. А. Скочинского. – М., 1962. – 199 с.

87 Мустафин М.Г., Жараспаев М.А. Методические вопросы безопасного извлечения целиков при панельно-столбовой системе разработки на месторождении Жаман-Айбат // Естественные и технические науки. – 2017. – №3(105). – С. 46-49.

88 Мустафин М.Г., Жараспаев М.А. Определение параметров повторной разработки рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – №6, спец. вып. 16. – С. 3-15.

89 Мустафин М.Г., Жараспаев М.А. Оценка напряженного состояния барьерного целика для выбора технологических параметров повторной разработки рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – №6, спец. вып. 16. – С. 16-22.

90 Отчет об опытно-промышленных работах по повторной отработке целиков в панели 2 рудника Жомарт / ГГУ ТОО «Корпорация Казахмыс» – Жезказган, 2009. – 5 с.

91 Опытная промышленная отработка запасов МКЦ панелей 49, 50 залежи 4-1 из открытого выработанного пространства П14-22/25 – ПЗ: рабочая докум. / ТОО «Корпорация Казахмыс». – Жезказган, 2014. – 85 с.

92 Рекомендации к повторной отработке МКЦ и БЦ панелей 15, 16, 17, 18 железа 4-Г рудника «Жомарт» / ГТО ТОО «Корпорация Казахмыс». – Жезказган, 2015. – 5 с.

93 Севастьянов Б.Н., Удалов А.Е., Битимбаев М.Ж. и др. Управление горным давлением при выемке целиков // Управление горным давлением и прогноз безопасных условий освоения угольных месторождений: сб. – Л.: ВНИМИ, 1990. – С. 137-143.

94 Технологическая инструкция по повторной разработке Жезказганского месторождения с обрушением налегающей толщи пород / ТОО Корпорация Казахмыс. – Жезказган, ЖГМК, 2004. – 145 с.

95 Юн А.Б. Разработка и обоснование параметров горнотехнической системы комплексного освоения Жезказганского месторождения в условиях восполнения выбывающих мощностей рудников: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.21, 25.00.22. – М., НИТУ «МИСиС», 2016. – 333 с.

96 Юн А.Б., Макаров А.Б., Мосякин Д.В. и др. Нагруженность междукамерных целиков при повторной разработке // Горный журнал. – 2002. – №5. – С. 24-26.

97 Юн Р.Б. и др. Технологическая инструкция по повторной разработке Жезказганского месторождения подземным способом: нормативный документ. – Жезказган, 1999. – 17 с.

98 Goodman R.E. Introduction to Rock Mechanics second edition. – NY.: Wiley, 1989. – 576 p.

99 Kimmelman M.R., Hyde B., Madgwick R.J. The use of computer applications at BCL Limited in planning pillar extraction and design of mining layouts // Proceed. of ISRM sympos. design and performance of underground excavations. – London, 1984. – P. 53-63.

100 Битимбаев М.Ж. и др. Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений. – Алматы, 1997. – 575 с.

101 Хомяков В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. – М.: Недра, 1984. – 224 с.

102 Протопопов И.И., Палий В.Д., Пискарев В.К. и др. Прогноз геомеханических процессов и управление горным давлением на шахтах: сб. – Л.: ВНИМИ, 1985. – С. 84-93.

103 Алексеев А.Д., Недодаев Н.В. Предельное состояние горных пород. – Киев: Наук. думка, 1982. – 200 с.

104 Ардошев К.А., Ахматов В.И., Катков Г.А. Методы и приборы для исследования проявлений горного давления: справоч. – М.: Недра, 1981. – 129 с.

105 Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. – М.: Недра, 1988. – 270 с.

106 Борщ-Компониец В.И., Пасечник И.И., Рыбасов В.И. Исследование проявлений горного давления в условиях Джезказгана // В кн.: Вопросы разработки и изучения месторождений полезных ископаемых. – М., 1964. – 266 с.

107 Методические рекомендации по охране сооружений от вредного влияния подземных разработок на рудниках ПО «Жезказганцветмет» / ТОО Корпорация Казахмыс. – Жезказган, 2011. – 63 с.

108 Методические указания по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений: утв. приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью МЧС РК от 22 сентября 2008 года, №39 // <https://online.zakon.kz/Document.10.08.2021>.

109 Баклашов, И.В. Геомеханика: в 2 т. – М., 2004. – Т. 1. – 208 с.

110 Борщ-Компониец В.И. Механика горных пород, массивов и горное давление. – М., 1968. – 484 с.

111 Борщ-Компониец В.И. Практическая механика горных пород. – М., Горная книга, 2013. – 322 с.

112 Виттке В. Механика скальных пород. – М.: Недра, 1990. – 439 с.

113 Галаев Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1990. – 176 с.

114 Ержанов Ж.С. и др. Аналитические вопросы механики горных пород. – Алма-Ата, 1969. – 143 с.

115 Ерофеев Н.П. Прогнозирование устойчивости горных выработок. – Алма-Ата: Наука, 1977. – 81 с.

116 Певзнер М.Е. и др. Геомеханика. – М., 2008. – 438 с.

117 Руппенейт К.В., Либерман Ю.М. Введение в механику горных пород. – М., 1960. – 356 с.

118 Рыльникова М.В., Зотеев О.В. Геомеханика – М.: Руда и Металлы, 2003. – 239 с.

119 Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Механика деформирования и разрушения горных пород. – М.: Недра, 1992. – 224 с.

120 Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах. – М.: Недра, 1985. – 271 с.

121 Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород – М.: Недра, 1977. – 502 с.

122 Турчанинов И.А. и др. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989. – 488 с.

123 Цимбаревич П.М. Механика горных пород. – М., 1948. – 184 с.

124 Чабдарова Ю.И., Жужгов Ю.В., Букин А.Н. Горное давление в антиклинальных структурах Джебказгана. – Алма-Ата: Наука, 1980. – 194 с.

125 Оразалин А. Е. Анализ тренда сдвижения земной поверхности в условиях Жезказганского месторождения: дис. ... магист. – Караганда, 2012. – 135 с.

126 Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок – М.: Недра, 1976. – 272 с.

127 Тулганбаева А.М. Сейсмический мониторинг геодинамических процессов в пределах Жезказганского месторождения. – Караганда, 2013. – 75 с.

- 128 Временные Правила охраны зданий и сооружений / АО «Жезказганцветмет» // <https://kazakhmys.kz/ru/?ysclid=lqjy6omcd>. 10.07.2022.
- 129 Временные правила охраны зданий и сооружений от вредного влияния подземных горных работ на руднике Жомарт / АО «Жезказганцветмет». – Караганда, 2014. – 63 с.
- 130 Временные правила охраны сооружений на месторождениях с неизученным процессом сдвижения / ВНИМИ. – Л., 1986. – 45 с.
- 131 Временные правила охраны сооружений от вредного влияния подземных разработок на рудниках Джезказганского Горно-металлургического комбината / Джезказганский Горно-металлургический комбинат. – Л., 1986. – 48 с.
- 132 Ким Д.Н. Влияние структуры на сдвиговую прочность массива и определение расчетных механических характеристик // Тр. ВНИМИ. – 1969. – №72. – С. 568-585.
- 133 Рупнейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. – М., 1975. – 223 с.
- 134 Орынбасарова Э.О. Совершенствование методики комплексной подготовки и использования космических снимков в задачах оценки оседания промышленной поверхности в условиях эксплуатаций Тенгизского месторождения: дис. ... док. PhD: 6D071100. – Алматы, 2019. – 103 с.
- 135 Выполнение исследования по мониторингу сдвижения земной поверхности методом спутниковой радарной интерферометрии Жезказганского месторождения и рудника Жомарт: техн. отчет / ТОО «Kazakhmys Development». – Пермь, 2021. – 132 с.
- 136 Техничко-экономическое обоснование промышленных кондиций на медные руды месторождения Жаман-Айбат / ТОО Геолсервис. – Алматы, 2013. – 155 с.
- 137 Аманжолов Э.А. Крепление горных выработок: презентация по курсу обучения горных мастеров. – Жезказган, 2016. – 12 с.
- 138 Бениявски З. Управление горным давлением. – М.: Мир, 1990. – 254 с.
- 139 Шерман Д.И. О напряжениях в весомой полуплоскости, ослабленной двумя круговыми отверстиями // Прикладная математика и механика. – 1951. – Т. 15, вып. 3. – С. 20-24.
- 140 Выполнить определение физико-механических свойств горных пород и руд месторождения Жаман-Айбат: отчет / ООО Подземгазпром. – М., 2006. – 248 с.
- 141 Горно-геологические условия и горнотехнические особенности разработки месторождения Жаман-Айбат: отчет / КарПТИ. – Караганда, 1990. – 206 с.
- 142 Измерения напряженно-деформированного состояния горного массива на месторождении Жаман-Айбат: отчет / Горный институт УрО РАН. – Пермь, 2013. – 106 с.

- 143 Исследование физико-механических свойств горных пород на вновь осваиваемых месторождениях: отчет / ИГД им. Д.А. Кунаева, Алматы, 2005. – 208 с.
- 144 Койфман М.И. Главный масштабный эффект в горных породах и углях // В кн.: Проблемы механизации горных работ. – М.: Изд-во АН СССР, 1963. – С. 39-56.
- 145 Космодамианский А.С. О напряженном состоянии горного массива, ослабленного большим количеством выработок квадратного сечения // Тр. ВНИМИ. – Л., 1962. – Т. 45. – С. 194-203.
- 146 Космодамианский А.С., Нескородев Н.М. Напряженное состояние анизотропной пластинки с конечным числом криволинейных отверстий // Механика твердого тела. – 1972. – №4. – С. 184-189.
- 147 Лавров А.В., Шкуратник В.Л., Филимонов Ю.Л. Акустоэмиссионный эффект памяти в горных породах. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 450 с.
- 148 Макаров А.Б., Мосякин Д.В., Карпиков А.А. Оценка природного напряженного состояния массива на руднике Жаман-Айбат // Горный журнал. – 2005. – №9-10. – С. 49-52.
- 149 Мюллер, Л. Инженерная механика. Геология скальных массивов / пер. с нем. – М.: Мир, 1971. – 255 с.
- 150 Чернышев С.Н. Трещины горных пород. – М.: Наука, 1983. – 240 с.
- 151 Barton N. et al. Effects of block size on the shear behaviour of jointed rock // *Proceed. 23rd U.S. symp. On rock mechanics.* – Berkeley, 1982. – P. 739-760.
- 152 Barton N. Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering.* – 2013. – Vol. 5, Issue 4. – P. 249-261.
- 153 Barton N. et al. Strength, deformation and conductivity coupling of rock joints // *Int j Rock Mech Min Sci and GeomechAbstr.* – 1985. – Vol. 22, Issue 3. – P. 121-140.
- 154 Bidgoli M.N. et al. Numerical evaluation of strength and deformability of fractured rocks // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering.* – 2013. – Vol. 5, Issue 6. – P. 419-430.
- 155 Brady B.H.D., Brown E.T. *Rock Mechanics for Underground Mining.* – NY.: Kluwer Academic Publishers, 2004. – 571 p.
- 156 Brady B.H.G. *Rock mechanics for underground mining.* – Ed. 3rd. – NY.: Kluwer academic publishers, 2005. – 645 p.
- 157 Мусхелишвили Н.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. – Л., 1954. – 398 с.
- 158 Kamran E. et al. Estimating geometrical and mechanical REV based on synthetic rock mass models at Brunswick Mine // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.* – 2010. – Vol. 47, Issue 6. – P. 915-926.
- 159 Esterhuizen G.S., Dolinar D.R., Ellenberger J.L. et al. *Pillar and Roof Span Design Guidelines for Underground Stone Mines.* – Spokane, 2011. – 75 p.
- 160 Evans W.H. The strength of undermined strata // *Trans. Inst. Min. Metall.* – 1941. – Vol. 50. – P. 475-532.

- 161 Fayol M. Sur les mouvements de terrain provoques par l'exploitation des mines // Bull. Soc. l'Industrie Minerale. – 1885. – Vol. 14. – P. 805-858.
- 162 Goodman R.E. Block theory and its application to rock engineering / Richard E. Goodman. – New Jersey: Prentice Hall, 1985. – 352 p.
- 163 Goodman R.E. Methods of geological engineering in discontinuous rocks. – Minnesota, 1976. – 472 p.
- 164 Li B. et al. Anisotropic shear behavior of closely jointed rock masses // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2014. – Vol. 71. – P. 258-271.
- 165 Барышников В.Д., Болтенгаген И.Л., Коврижных А.М. Определение напряжений методом целевой разгрузки // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: сб. тр. конф. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2004. – С. 26-29.
- 166 Батугин И.М., Петухов И.М. Геодинамическое районирование месторождения при проектировании и эксплуатации рудников. – М.: Недра, 1988. – 165 с.
- 167 Исследование проявления горного давления и сдвижения налегающей толщи пород при опытном и промышленном внедрении новых систем разработки на Миргалимсайском месторождении: отчет НИР (заключительный) / ВНИМИ. – Л., 1975. – 204 с.
- 168 Шадрин А.Г. Теория и расчет сдвижения горных пород и земной поверхности. – Красноярск, 1990. – 200 с.
- 169 Шашенко А.Н. и др. Деформируемость и прочность массивов горных пород. – Днепропетровск, 2008. – 224 с.
- 170 Определение границ зон обрушений налегающей толщи над погашенными панелями рудника Жомарт: отчет о НИР (промежуточный) / ТОО «Казгипроцветмет». – Алматы, 2021. – 43 с.
- 171 Hoek E., Carter T.G., Diederichs M.S. Quantification of the Geological Strength Index chart // <https://www.academia.edu/6484320>. 10.05.2022.
- 172 Hoek E. Evolution of the Hoek-Brown criterion and the associated Geological Strength Index GSI // [www.roscience.com](http://www.roscience.com). 10.05.2022.
- 173 Hoek E., Diederichs M.S. Empirical estimation of rock mass modulus // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. – 2006. – Vol. 43, Issue 2. – P. 203-215.
- 174 Heuze F.E. Scale effects in the determination of rock mass strength and deformability // Rock mechanics. – 1980. – Vol. 12. – P. 167-192.
- 175 Brown E.T. Rock characterization, testing and monitoring. – NY., 1981. – 211 p.
- 176 Jaeger J.C. et al. Fundamentals of rock mechanics. – Oxford: Blackwell, 2007. – 489 p.
- 177 Yang J.P., Chen W. et al. Numerical determination of strength and deformability of fractured rock mass by FEM modeling // Computers and Geotechnics. – 2015. – Vol. 64. – P. 20-31.

178 Jing L. A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2003. – Vol. 40. – P. 283-353.

179 Sanei M. et al. Shear strength of discontinuities in sedimentary rock masses based on direct shear tests // Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2015. – Vol. 75. – P. 119-131.

180 Serafim J.L. et al. Consideration of the geomechanics classification of Bieniawski // Procceed. internat. symp. on Engineering Geology and Underground constructions. – Lisbon, 1983. – P. 1133-1144.

181 Жараспаев М.А., Толысбаев А.К. Условия посадки налегающей толщи на месторождении Жаман-Айбат (Республика Казахстан) // Наука. Исследования. Практика: матер. междунар. науч. конф. – СПб., 2017. – С. 77-80.